INSTYTUT GOSPODARKI
SUROWCAMI MINERALNYMI I ENERGIĄ
POLSKIEJ AKADEMII NAUK

Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2016



XXX lat IGSMiE PAN

1986-2016

Kraków 2016

Patron
Jubileuszowego wydania
Materiałów Konferencyjnych SEP
1992-2021

KGHM
POLSKA MIEDŹ

SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią

POLSKIEJ AKADEMII NAUK

Katedra Górnictwa Podziemnego

AKADEMIA GÓRNICZO-HUTNICZA

Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2016

Wszystkie referaty zaprezentowane w tej sesji dostępne będą na stronie internetowej Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2016 (www.szkolaeksploatacji.pl) po zakończeniu konferencji dla uczestników Szkoły po zalogowaniu na podstawie kodu zamieszczonego na rewersie identyfikatora SEP 2016.

Kraków, 22–26 lutego 2016



KOMITET ORGANIZACYJNY

Jerzy Kicki (przewodniczący), Jacek Jarosz (wiceprzewodniczący),
Artur Dyczko (sekretarz), Eugeniusz Jacek Sobczyk, Krzysztof Stachurski,
Barbara Marchewczyk, Michał Kopacz, Dominik Galica, Rafał Polak,
Paweł Kamiński, Iwona Kowalczyk, Wojciech Ficek, Paulina Lewińska

KORESPONDENCI ZAGRANICZNI

Cas Bruniany (USA), Giennadij Gajko (Ukraina), Roman Dyczkowski (Ukraina),
Andrzej Harasimowicz (Kanada), Mietek Rataj (Australia), Richard Sabela (Niemcy),
Anton Sroka (Niemcy)

ADRES KOMITETU ORGANIZACYJNEGO

Szkoła Eksploatacji Podziemnej
ul. Józefa Wybickiego 7
31-261 Kraków
tel./fax (12) 632-13-24
fax (12) 632-35-24

REDAKCJA TECHNICZNA, SKŁAD I ŁAMANIE TEKSTU

Krzysztof Stachurski

©Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2016

Do użytku wewnętrznego

Słowo wstępne

Drodzy Uczestnicy i Sympatycy Szkoły

Przed 15 laty pisząc kilkadziesiąt zdań zamiast wstępu do albumu X lat Szkoły Eksploatacji Podziemnej powołałem się na znaną maksymę Marii Skłodowskiej-Curie „Człowiek nigdy się nie ogląda na to co zrobione, ale patrzy na to co ma przed sobą do zrobienia" i poparłem to odwołaniem się do „drzewa przyszłości" opisanego w znakomitej książce Stewarta Branda „Długa teraźniejszość" prezentującej jeden z najambitniejszych projektów końca XIX wieku - Zegar/Biblioteka Dziesięciu Mileniów, realizowany przez grupę wybitnych pisarzy i artystów. Stewart Brand przedstawia przykład futurologa, który wyrzeźbił kiedyś wspomniane „drzewo przyszłości". Miało ono gruby pień teraźniejszości, kilka konarów wskazujących, w jakich kierunkach przyszłość mogłaby się potoczyć i trzydzieści sześć gałązek na szczycie reprezentujących taką właśnie liczbę odmiennych przyszłości. Pisząc o jej lekceważeniu takie rozumienie zakwestionował Brand, proponując ogromne gałęzie reprezentujące przyszłość. Cały czas staramy się obejmować swoim aktywnym działaniem wszystkie obszary działalności górnictwa podziemnego. I mimo, że górnictwo węgla kamiennego przeżywa trudne chwile my staramy się ciągle myśleć o jego przyszłości. Kto wie czy nie są to jedne z najtrudniejszych chwil w historii, bo póki co nie ma pomysłu czyli przyjętej strategii jak tą sytuację zmienić, chociaż lekarstwa są znane od lat i bez determinacji właściciela czyli Skarbu Państwa nie mogą być rozwiązane. Miał być program, którego nie ma… Niestety, ale w coraz trudniejszej sytuacji znajduje się KGHM Polska Miedź SA. Cena tony metalu zmierza do niezwykle niebezpiecznej granicy 4500 USD. Uderza to w kondycję firmy i… odbija się na całej warszawskiej giełdzie papierów wartościowych, bo przecież KGHM to ważny element indeksu WIG. Jeżeli dołożymy zawirowania polityczne, które zafundowali nam politycy to zasadnym pozostaje pytanie, kto będzie finansował ryzykowne innowacyjne pomysły w polskiej gospodarce, skoro nie będzie tego czynić giełda?

Nasza odpowiedź na narastające problemy górnictwa to propozycja realizacji przez naszych wspaniałych Uczestników referatów, które wpisują się w działania na rzecz poprawy jego efektywności we wszystkich obszarach funkcjonowania. Wiele z nich to rozwiązania, które nazywamy dobrymi praktykami i chcielibyśmy je maksymalnie upowszechniać i przedstawić jak najszerszemu gronu osób, którym są bliskie sprawy górnictwa. Pojawią się one w ramach kilkunastu tradycyjnych sesji, jakie składają się na coroczne obrady Szkoły.

Wśród nich będzie też sesja, która z przerwami towarzyszy nam od powstania Szkoły poruszająca tematykę techniki i technologii stosowania obudowy kotwowej. W latach dziewięćdziesiątych upatrywaliśmy wielkich szans na upowszechnienie tej obudowy w polskich kopalniach węgla kamiennego. Z tej okazji gościliśmy na Szkole naszych kolegów zajmujących się techniką i technologią kotwienia w kopalniach Australii, Republiki Południowej Afryki, Stanów Zjednoczonych Ameryki Północnej. Niestety mimo naszych kilkuletnich wysiłków nie udało się ich doświadczenia upowszechnić w polskich kopalniach węgla kamiennego, mimo iż od lat jest to podstawowa obudowa wyrobisk korytarzowych i eksploatacyjnych w kopalniach rud miedzi oraz cynku i ołowiu. Można śmiało stwierdzić - temat wrócił bo przecież to szansa poprawy efektywności ekonomicznej i bezpieczeństwa pracy i…. otrzymał patronat Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego Mirosława Koziury. Podsumujemy zatem nasze trudne, różne doświadczenia, ale też skorzystamy z doświadczeń tych, którzy tą obudowę prze wiele lat stosowali (specjaliści Golder Associates Ltd), też tych którzy stosują ją od dwóch lat w czeskiej kopalni CSM, gdzie realizowany jest projekt eksploatacji węgla kamiennego systemem komorowo-filarowym z zastosowaniem samodzielnej obudowy kotwowej.

Warto w tym miejscu przytoczyć słowa Johna Welch'a Jr jednego z najczęściej cytowanych praktyków zarządzania, byłego Prezesa General Electric, firmy którą doprowadził na szczyty najważniejszych firm światowej gospodarki „Opracowując strategię działania za wyjściową musisz uznać aktualną sytuację. Nie

chodzi o to gdzie chciałbyś być lub gdzie masz się znaleźć, lecz o punkt, w którym rzeczywiście jesteś. Strategia jest próbą ustalenia gdzie chciałbyś się znaleźć za 5 lat. Jest też dokonaniem oceny rzeczywistych szans, że uda ci się tam dotrzeć z miejsca, w którym jesteś obecnie". Mam nadzieję, że autorzy strategii dobrze zdiagnozują obecną sytuację, tak aby górnictwo kolejne kryzysy przechodziło jak chorobę wieku dziecięcego.

„Ważne są tylko te dni, których jeszcze nie znamy. Ważnych jest kilka tych chwil, tych, na które czekamy." Przytaczając ten piękny cytat z jednej z piosenek Marka Grechuty, jakie gościły kilkakrotnie na naszych wieczornych spotkaniach wierzę, że taką chwilą, na którą czekają nasi wspaniali Uczestnicy jest nasz Jubileusz - Dwudzieste Piąte obrady Szkoły. Jak napisałem w ostatnich materiałach naszego XXIV-go spotkania. Dwadzieścia pięć lat to mało i dużo. Wystartowaliśmy na początku historycznych i niezwykłych przemian ustrojowych będących prawdziwą rewolucja dla siermiężnej gospodarki późnego PRL-u. Niezwykle skromnie i niewielu wróżyło nam powodzenie. Jak pokazało życie często niemożliwe stało się możliwe. Stało się to dzięki wspanialej atmosferze, jaką tworzyli Uczestnicy Szkoły, wspaniali Partnerzy i Sponsorzy oraz zespół organizatorów, z którym przyszło mi pracować. Jubileusz to wspaniała okazja do podsumowania naszych działań, ale też nowego spojrzenia na dzisiejsze kłopoty górnictwa. To również okazja do niecodziennych wydarzeń, wyróżnień i podziękowań, a będzie ich wiele.

I jeszcze jedna refleksja. Bohaterowie filmu Jerzego Skolimowskiego „11 minut" polskiego nominata do Oscara ciągle patrzą na zegarki chcąc zdążyć gdzieś na „piątą", co jest dobrym przykładem naszego życia w okresie ostatnich kilkunastu lat, ale może nie tylko ostatnich. Pisząc ostatnio krótki esej dla Inżynierii Górniczej, odwołałem się do Jean Paul Sartre'a, który kilkadziesiąt lat temu pisał, iż tradycyjne chodzenie w półbutach zamienia na chodzenie w mokasynach, aby oszczędzić czas na wiązanie sznurowadeł. Niestety nie przewidział, że pojawią się … samosznurujące buty, o czym doniosła znana w świecie sportu firma Nike w ubiegłym roku. O ile trudno było przewidzieć ten niezwykły wynalazek to dla nikogo nie ulega wątpliwości, że tylko kwestią czasu pozostaje wędrówka górników na inne planety, o czym coraz częściej piszą liczne czasopisma popularno–naukowe. Znacznie przybliżyło nas do tego celu powodzenie operacji Sokół amerykańskiego miliardera Elona Muska wysłania na orbitę okołoziemską 11 satelitów telekomunikacyjnych przy pomocy rakiety, która powróciła na ziemię. Oznacza to obniżenie kosztów misji kosmicznych ponad stukrotne, a stąd już tylko jeden krok do zdecydowanych działań mających na celu pozyskanie surowców z innych planet.
Ale my czytając o tych sukcesach ciągle pozostajemy w kręgu trudnych problemów naszego górnictwa.

Wierzę, że mimo różnych trudności spotkamy się w gronie tych, którym górnictwo było zawsze bliskie, bo przecież to uczestnicy naszej szkoły w zdecydowanej większości są górnikami, o których tak pięknie mówił (a ta wypowiedź służy nam za motto Szkoły) jeden z najwspanialszych polskich górników Profesor Bolesław Krupiński, którego sylwetkę przypominam w nietypowym eseju w dalszej części Biuletynu. Jest jeszcze jeden powód, aby przypomnieć tą postać. W tym roku inaugurujemy sesję laureatów konkursu im. Profesora Bolesława Krupińskiego. Konkurs od kilku lat jest organizowany prze redakcję Przeglądu Górniczego w kategorii najlepszy artkuł upowszechniający doświadczenia kopalń podziemnych w zakresie działań skutkujących poprawą bezpieczeństwa górniczego i ekonomicznej efektywności eksploatacji złóż. Laureaci wybierani są spośród autorów publikujących swoje prace na łamach czasopisma w danym roku. Z zainteresowaniem wysłuchamy prezentacji ich działań badawczych, których ukoronowaniem była publikacja w Przeglądzie Górniczym".

Jerzy Kicki

Złoty Partner Szkoły Eksploatacji Podziemnej

KGHM

KOPEX GROUP

Patronat medialny

NETTG.PL PORTAL GÓRNICZY

WG

TG Trybuna Górnicza

GOSPODARKA · NAUKA · LUDZIE teberia*

napędy i sterowanie miesięcznik naukowo-techniczny

Inżynieria Górnicza

Złoty Sponsor Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2016

CATERPILLAR®

Patroni sesji wykładowych i wydarzeń SEP 2016

SHH

KGHM ZANAM

PeBeKa Grupa KGHM

KOPEX PBSz

3M Science. Applied to Life.™

Elgór + Hansen HANSEN Safety and Power

ABB

Deswik Delivering mining efficiency

Bentley Advancing Infrastructure

aiut

PD Co

JM MEROL JENNMAR

JOYGLOBAL

Golder Associates

Prairie Mining Limited

POLISH CANADIAN CHAMBER of COMMERCE

DEMETRIX

MARTECH PLUS

ENERGO MECHANIK

KOMPANIA WĘGLOWA S.A.

JSW SA

KW KATOWICE KATOWICKI HOLDING WĘGLOWY SA

Lista sesji SEP 2016

- Sesja plenarna: Zmieniamy górnictwo, zmieniamy regiony
- Zaawansowana Analityka Danych
- Transport i odstawa w podziemnych zakładach górniczych
- Drążenie, obudowa, stateczność wyrobisk korytarzowych
- Człowiek i środowisko
- Eksploatacja w warunkach zagrożeń naturalnych
- Dobre praktyki w zakresie zwalczania zagrożeń aerologicznych cz. 1
- Dobre praktyki w zakresie zwalczania zagrożeń aerologicznych cz. 2
- Inteligentna i bezpieczna głęboka kopalnia przyszłości
- Monitoring, sterowanie i wizualizacja wybranych procesów technologicznych podziemnej eksploatacji złóż – z Elgór+Hansen S.A.
- Nowe techniki i technologie w podziemnej eksploatacji złóż cz. 1
- Nowe techniki i technologie w podziemnej eksploatacji złóż cz. 2
- Restrukturyzacja techniczna KWK Marcel
- Warsztaty: Technika i technologia kotwienia
- Sesja laureatów konkursu im. B. Krupińskiego pod patronatem Przeglądu Górniczego
- Dobre praktyki udostępniania złóż oraz techniki i technologii głębienia szybów cz. 1
- Dobre praktyki udostępniania złóż oraz techniki i technologii głębienia szybów cz. 2
- Geomatyka górnicza
- Restrukturyzacja techniczna i organizacyjna kopalni
- Zarządzanie bezpieczeństwem w kopalniach
- CSR – Odpowiedzialne Górnictwo
- Efektywna gospodarka energią w kopalniach podziemnych
- Zmieniamy górnictwo, zmieniamy regiony
- Sesja naukowa uczestników World Mining Students Meeting Kraków 2016
- Dobre praktyki w technice i technologii kotwienia wyrobisk cz. 1
- Dobre praktyki w technice i technologii kotwienia wyrobisk cz. 2
- Warsztaty modelowania geologicznego złóż w programie Minescape
- Finansowanie projektów inwestycyjnych oraz badawczo – rozwojowych finansowanych ze środków krajowych i unijnych w ramach perspektywy 2014-2020
- Planowanie i harmonogramowanie produkcji z elementami optymalizacji
- Warsztaty zarządzania danymi mierniczo-geologicznymi z wykorzystaniem narzędzi firmy Bentley

Szanowni Państwo!

W 2016 roku przypada jubileusz 30-lecia powstania Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk. Powołanie w 1986 roku placówki naukowo-badawczej – prowadzącej kompleksowe badania związane z szeroko rozumianą problematyką gospodarki surowcami mineralnymi to inicjatywa członka rzeczywistego PAN, profesora Romana Neya, wieloletniego dyrektora Instytutu, a następnie przewodniczącego Rady Naukowej IGSMiE PAN.

W okresie całej działalności naszego Instytutu współpracowało z nim wiele wybitnych naukowców z dziedziny geologii, górnictwa, ochrony środowiska i ekonomii. Instytut wniósł znaczący wkład w rozwój kadry naukowej z zakresu badań strategicznych i rynku surowcowego oraz energetycznego, jak również geoinżynierii i inżynierii środowiska oraz odnawialnych źródeł energii.

W okresie 30-letniej działalności Instytut osiągnął znaczącą pozycję w kraju i za granicą, kształtując postęp nauki w zakresie gospodarki surowcami mineralnymi i energią w dziedzinach: nauki techniczne, nauki o Ziemi, nauki ekonomiczne, przede wszystkim w dyscyplinach: górnictwo i geologia inżynierska, geologia, energetyka i ochrona środowiska, a także innych specjalnościach związanych bezpośrednio lub pośrednio z tymi dyscyplinami (ekonomia, geofizyka, technologia chemiczna, inżynieria procesowa). Badania te charakteryzuje interdyscyplinarność i kompleksowość ujęcia oraz szerokie spektrum badanych zagadnień. Są one z reguły prowadzone w pełnym cyklu od badań podstawowych do aplikacji.

Każdy jubileusz sprzyja refleksji nad minionymi latami i obecnym czasem i zamierzeniami na przyszłość. Pamiętając o osiągnięciach minionego trzydziestolecia, myślimy o przyszłości, o roli Instytutu w rozwoju nauki dotyczącej gospodarki surowcami mineralnymi i energią. Mamy świadomość tego, że następne lata będą niosły trudne wyzwania, wymagające wysokiej jakości prac naukowych.

Instytut jest dobrze przygotowany do badań naukowych w zakresie gospodarki surowcami mineralnymi i gospodarki paliwowo-energetycznej. Instytut zajmuje mocną pozycję na mapie naukowej i badawczej Unii Europejskiej, uczestnicząc w wielu programach badawczych.

Współpracując z innymi jednostkami naukowymi i badawczymi Instytut współtworzy obraz zrównoważonego rozwoju gospodarczego kraju i zjednoczonej Europy poprzez realizację tematów badawczych, związanych z technologiami wykorzystania odnawialnych źródeł energii, efektywnością gospodarowania surowcami mineralnymi i energią, jak również ochroną środowiska.

Takie szerokie wielokierunkowe działania na wielu płaszczyznach gospodarki surowcami mineralnymi i energią wymagają szczególnego zaangażowania pracowników poszczególnych zespołów badawczych Instytutu.

Instytut realizuje corocznie wiele opracowań naukowo-badawczych dla różnych odbiorców. Cenimy sobie współpracę z Akademią Górniczo-Hutniczą, Politechniką Śląską, Politechniką Wrocławską, Głównym Instytutem Górnictwa, Instytutem Technik Innowacyjnych EMAG, Państwowym Instytutem Geologicznym – Państwowym Instytutem Badawczym, KGHM CUPRUM Centrum Badawczym, KGHM Polska Miedź SA, zarządami spółek węglowych i energetycznych, kopalniami, organami administracji państwowej
i terenowej oraz innymi podmiotami sektora paliwowo-energetycznego.

Serdecznie dziękuję wszystkim naszym partnerom za współpracę.

Dalsza działalność Instytutu będzie ściśle związana z myślą Ojca polskiej geologii i górnictwa Stanisława Staszica: *aby nauka nie tylko była przedmiotem dysputy, ale aby jej wyniki służyły praktyce*.

Uczestnikom Szkoły Eksploatacji Podziemnej życzę merytorycznych dyskusji i udanych spotkań biznesowych.

Z górniczym pozdrowieniem „Szczęść Boże”
Dyrektor Instytutu

prof. dr hab. inż. Eugeniusz Mokrzycki

Rozwiązania specjalne układów napędowych samojezdnych maszyn górniczych do transportu urobku stosowane w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A.

Tomasz Dziak
KGHM ZANAM S.A.

STRESZCZENIE: Tematem referatu jest przedstawienie rozwoju układów napędowych maszyn eksploatowanych w KGHM POLSKA MIEDŹ S.A. na przykładzie Wozów Odstawczych produkcji KGHM ZANAM S.A. Przedstawiono warunki eksploatacji złóż w kopalniach KGHM, jakim muszą sprostać maszyny górnicze. Zaprezentowano dotychczasowe oraz obecne rozwiązania napędów hydrostatycznych. Opisano ich budowę oraz zalety, jakie wynikają z ich zastosowania.

SŁOWA KLUCZOWE: Układy napędowe, napęd hydrostatyczny, wóz odstawczy, eksploatacja rud, samojezdne maszyny górnicze

1. WSTĘP

KGHM ZANAM S.A. jest częścią grupy kapitałowej KGHM Polska Miedź S.A. Firma należy do największych producentów maszyn i urządzeń dla zagłębia miedziowego w Polsce. Główną grupą produktów są samojezdne maszyny górnicze, wśród których poza ładowarkami kołowo-przegubowymi, najważniejszym segmentem produktowym są wozy odstawcze o ładowności 20, 24 oraz 28 ton. Firma świadczy także usługi w zakresie serwisu i remontu maszyn oraz utrzymania ruchu. Spółka z roku na rok coraz bardziej rozszerza swoją ofertę produktową, dzięki czemu dostarcza swoje wyroby także dla klientów zagranicznych m.in. w Niemczech, Rosji i Kazachstanie. Wozy odstawcze produkcji KGHM ZANAM zdominowały rynek kopalń KGHM ze względu na specyficzną konstrukcję części roboczej. Charakterystyczną cechą konstrukcyjną jest nisko położona skrzynia ładunkowa typu szufladowego zawieszona na „wleczonych" piastach kół tylnych. Taka konstrukcja pozwala na załadunek i rozładunek w stosunkowo niskich wyrobiskach. Kluczowy klient, czyli KGHM Polska Miedź S.A., potrzebuje maszyn mogących pracować w coraz trudniejszych warunkach eksploatacji złóż. W ostatnim czasie KGHM podjął decyzję o budowie kopalni Głogów Głęboki. Jest to strategiczna inwestycja Spółki, ponieważ umożliwi dostęp do bogatych złóż rud miedzi, położonych poniżej 1200m. W związku z powyższym samojezdne maszyny górnicze także będą musiały pokonywać coraz większe nachylenia wyrobisk, zachowując jednocześnie swoje maksymalne zdolności załadowcze i transportowe. Panujące na takich głębokościach warunki środowiskowe zmuszają do poszukiwania rozwiązań zapewniających bezawaryjność maszyn, maksymalne bezpieczeństwo pracy oraz zapewnienie jak największej odstawy urobku.

2. SYSTEM TRANSPORTU I UROBKU W KOPALNI

Jednym z bardzo ważnych elementów ciągu technologicznego w kopalniach KGHM jest system odstawy i transportu urobku. Prowadzona obecnie eksploatacja rud miedzi odbywa się

przy zastosowaniu systemu komorowo-filarowego. W systemie tym calizna złoża rozcinana jest komorami i pasami z wydzieleniem filarów technologicznych. Jedną z głównych cech charakterystycznych tego systemu jest odstawa urobku przenośnikiem taśmowym, zabudowanym w wyrobisku w środku frontu eksploatacyjnego, który w miarę postępu prowadzonej eksploatacji jest sukcesywnie przedłużany. Wraz z przedłużaniem przenośnika taśmowego, zabudowywane są punkty wysypowe urobku, tzw. „kraty". Kraty, czyli punkty wysypowe urobku pośredniczą w przeładunku urobku z wozów odstawczych i ładowarek na system odstawy poziomej (przenośniki taśmowe).



Rys. 1. Wyładunek urobku na kratę (ładowarka)
Figure 1. Unloading of the excavated material on the grid (loader)



Rys. 2. Wyładunek urobku na kratę (wóz odstawczy)
Figure 2. Unloading of the excavated material on the grid (haul truck)



Rys. 3. Młot do rozbijania skał na kracie
Figure 3. Crushing the rocks with the hydraulic hammer

Obsługę krat wysypowych stanowi jeden pracownik, odpowiedzialny za nadzór nad całym zespołem urządzeń kraty oraz lokalne sterowanie młotem hydraulicznym do rozbijania brył.

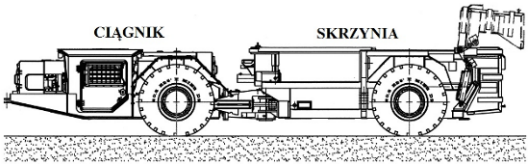
Dobór najodpowiedniejszych środków i metod organizacji transportu zależy od warunków technicznych i naturalnych danej kopalni. Ustalając odpowiednie środki i metody transportu urobku, należy wziąć pod uwagę następujące wytyczne:
- rodzaj chodnika (chodnik, ściana, zabierka),
- długość nachyleń i wymiary poprzeczne dróg transportowych,
- potrzebna wydajność urządzenia transportowego,
- powiązania z już istniejącym systemem transportu,
- szacowany wzrost wydobycia, związany z planem rozwoju kopalni.
- bezpieczeństwo ludzi,
- rodzaj i ilość materiału transportowanego z przodka
- organizacja robót w kopalni,
- czynniki wpływające na transport (występowanie metanu, wód kwaśnych itp.),

Górnicze maszyny transportowe, stosowane w kopalniach podziemnych, muszą być dostosowane do pracy w dość specyficznych warunkach, do których między innymi należą:
- temperatura powietrza do +50°C, duża ilość pyłu, wilgotność powietrza do 100%, możliwość występowania gazów szkodliwych,
- zmienne podłoże zanieczyszczone wodą i błotem,
- znaczne nachylenia i miejscowe nierówności tras przejazdowych wyrobiska,
- duże obciążenia dynamiczne i statyczne oraz wysokie właściwości ścierne,
- wysokie wymagania dotyczące czystości spalin, zmniejszenie wibracji i hałasu,
- zabezpieczenia przeciwpożarowe.

3. UKŁADY NAPĘDOWE

3.1. *UKŁADY OBECNIE STOSOWANE*

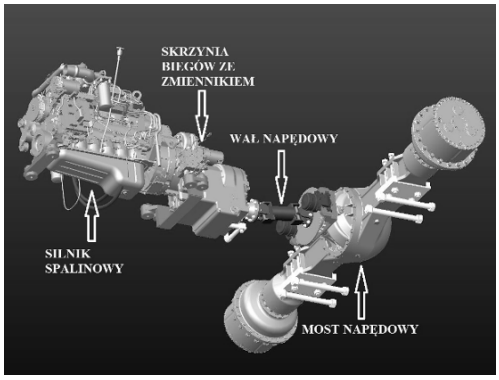
Wozy odstawcze wykorzystywane są w kopalniach podziemnych i odkrywkowych do odstawy urobku z punktu załadunku przodka do miejsc wysypowych lub jako środki transportu stosowane w transporcie głównym kopalni. Obecnie do transportu urobku na dole kopalni wykorzystuje się wozy odstawcze CB4PCK (20Mg) oraz CB4P-24K (24Mg) zaprojektowane do współpracy z ładowarkami o pojemności około 4,0m^3, co przekłada się na jednorazowy załadunek około 7-8 ton. Wóz odstawczy szufladowy typu CB4 składa się z dwóch zasadniczych członów: napędowego (ciągnika) oraz transportowego (skrzyni ładunkowej).



Rys. 4. Wóz odstawczy CB4P-24K
Figure 4. Haul truck CB4P-24K

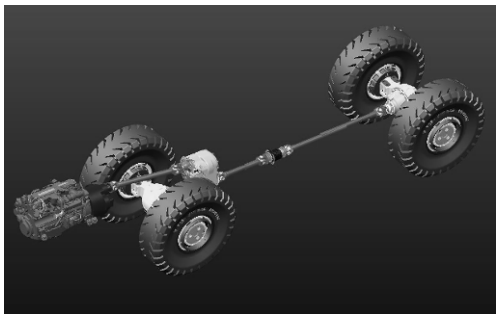
W skład układu napędowego obecnie eksploatowanych wozów odstawczych wchodzą następujące podzespoły: silnik spalinowy wysokoprężny, skrzynia biegów zintegrowana z przekładnią hydrokinetyczną (tzw. monoblok), most napędowy z hamulcami wielopłytkowymi oraz wał napędowy. Do przeniesienia napędu z silnika spalinowego na most napędowy służy wał napędowy łączący przekładnię hydrokinetyczną (zwaną zmiennikiem momentu) zintegrowaną ze

skrzynią biegów tzw. monoblok z mostem napędowym ciągnika. Przekładnia hydrokinetyczna przenosi moment obrotowy silnika na zasadzie sprzęgła hydrokinetycznego, w którym nośnikiem momentu jest strumień oleju hydraulicznego pod odpowiednim ciśnieniem. Umożliwia on elastyczne dostosowanie wielkości momentu obrotowego przekazywanego do skrzyni biegów w zależności od obciążenia zewnętrznego. Skrzynia biegów jest przekładnią czterobiegową pełno nawrotną, przełączalną pod obciążeniem o stałym zazębieniu kół zębatych. Umożliwia uzyskanie czterech różnych prędkości jazdy zarówno do przodu jak i do tyłu wraz z elastycznym dostosowaniem wielkości momentu obrotowego przenoszonego na wał napędowy.



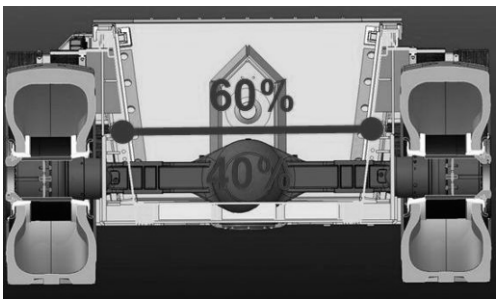
Rys. 5. Układ napędowy wozu odstawczego
Figure 5. Haul truck driving system

Ładowarki kopalniane posiadają najczęściej oddzielnie zmiennik (zamontowany na silniku) oraz skrzynię biegów (za mostem napędowym), z której napęd przenoszony jest do dwóch mostów napędowych za pośrednictwem wałów „Cardana".



Rys. 6. Klasyczny układ napędowy ładowarki kopalnianej
Figure 6. Typical driving system of the mining loader

Wozy odstawcze, w przeciwieństwie do ładowarek, posiadają tylko jeden most napędowy. Most napędowy umiejscowiony jest w części ciągnika, natomiast części skrzyni ładunkowej zabudowane są dwie piasty wleczone. W wozie odstawczym zastosowanie mostu napędowego zamiast piast w skrzyni ładunkowej spowodowałoby w znacznym stopniu ograniczenie pojemności skrzyni (około 40%).



Rys. 7. Pojemność skrzyni ograniczona mostem napędowym
Figure 7. Capacity of the loading box, limited by the driving axle

3.2. *UKŁADY HYDROSTATYCZNE*

Biorąc pod uwagę powyższe, podjęte zostały prace nad zastosowaniem takiego układu napędowego, który zapewniałby napęd na 4 koła i jednocześnie nie zmniejszałby pojemności skrzyni ładunkowej. W napędach spalinowych, w których wykorzystuje się przekładnie hydrostatyczne, skrzynia biegów zostaje zastąpiona podzespołami złożonymi z pomp i silników hydraulicznych. W kolejnych punktach przedstawiono rozwój układów hydrostatycznych w wozach odstawczych KGHM ZANAM S.A. oraz rozwiązanie docelowe w maszynach CB4-20TB oraz CB4-24TB.

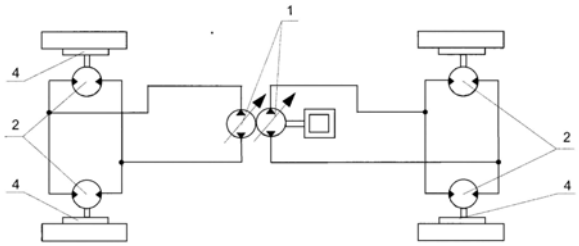
3.2.1. *WÓZ ODSTAWCZY WYWROTKOWY TYPU WKPL 35-40 (2002 r.)*

Wóz ten jest maszyną transportową o ładowności 40 Mg. Zastosowano w nim, prototypowy napęd hydrostatyczny na wszystkie koła ze specjalnym hydraulicznym układem hamulcowym. Wyeliminowanie klasycznych mechanicznych mostów napędowych umożliwiło dodatkowo obniżenie skrzyni ładunkowej wozu, co jest istotną zaletą w górnictwie podziemnym. W zastosowanym specjalnym układzie napędowym, w odróżnieniu od powszechnie znanych rozwiązań, silnik spalinowy pracuje ze stałymi parametrami, co powoduje jego niską energochłonność i ekologiczny charakter pracy.


Rys. 8. Wóz odstawczy WKPL 35-40
Figure 8. Dump truck WKPL 35-40

W maszynie zastosowano w układzie jazdy dwie pompy zmiennego wydatku, cztery przekładnie napędowe (planetarne o przełożeniu i=55) oraz cztery silniki hydrauliczne wielotłoczkowe zmiennego wydatku. Hamulce zasadnicze działały na wszystkie koła na zasadzie hamowania hydrostatycznego, wykorzystując działanie dwóch regulatorów DA.

Moment napędowy na koła jest przekazywany za pośrednictwem silników hydraulicznych (2) zintegrowanych z przekładniami planetarnymi (4). Silniki te pracują w układzie zamkniętym z pompami (1) napędzanymi bezpośrednio silnikiem spalinowym. Umieszczone w pompach regulatory DA automatycznie dostosowują wydajności pomp i chłonności silników do aktualnego obciążenia. Podczas ruszania oraz jazdy z maksymalnymi oporami pompy pracują z małą wydajnością, a przy wysokim ciśnieniu napędzają współpracujące z nimi silniki przesterowane na dużą chłonność. W sytuacji tej na koła przekazywany jest maksymalny moment obrotowy. Podczas wzrostu obrotów silnika spalinowego rośnie wydajność pomp, a zmniejsza się chłonność napędzanych silników, czemu towarzyszy wzrost prędkości jazdy. Zmiana prędkości następuje bezstopniowo i zależy jedynie od aktualnego obciążenia.



Rys. 9. Blokowy schemat hydrauliczny układu napędowego
Figure 9. Hydraulic driving system - block diagram

3.2.2. *WÓZ ODSTAWCZY SZUFLADOWY TYPU WKPL-30HS (2003 r.)*

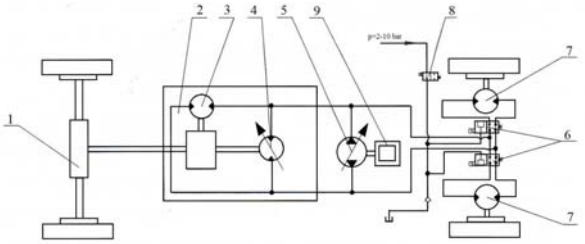
WKPL-30HS to wóz odstawczy ze skrzynią typu szufladowego o pojemności 13,5 m3 i ładowności 26Mg. Dobra stateczność oraz odpowiednio dobrany układ napędowy umożliwia zastosowanie tej maszyny do eksploatacji złóż w wyrobiskach o pochyleniach wzdłużnych (w kierunku jazdy) do 15° oraz w wyrobiskach o pochyleniach poprzecznych do 8°. Zastosowany w maszynie w pełni hydrostatyczny napęd realizowany jest za pośrednictwem dwóch układów: układu napędu kół przednich pracującego w pełnym zakresie prędkości jazdy oraz układu napędu indywidualnego kół tylnych dołączanego przez operatora.



Rys. 10. Wóz odstawczy WKPL-30HS
Figure 10. Haul truck WKPL-30HS

Silnik spalinowy (9) połączony jest z przystawką odbioru mocy służącą do napędu pompy głównej (5) i pomp pomocniczych (nie przedstawionych na rys. 11). Napęd kół przednich odbywa się za pośrednictwem mostu (1), na którym moment obrotowy przekazywany jest z przekładni IVCD. Przekładnia ta umożliwia bezstopniową zmianę przełożenia w pełnym zakresie prędkości. Napęd przekładni realizowany jest za pomocą dwóch silników hydraulicznych: pozycja 3 – stałej chłonności oraz pozycja 4 – zmiennej chłonności. Przekładnia pracuje w ukła-

dzie zamkniętym z pompą główną (5). W pompie (5) został zainstalowany regulator DA, który automatycznie dostosowuje jej wydajność i chłonności silnika (4) do aktualnego obciążenia. Podczas jazdy z maksymalnymi oporami pompa główna (5) pracuje z małą wydajnością. Przy wysokim ciśnieniu napędza silnik (3) oraz (4) który jest przesterowany na dużą chłonność, a także silniki kół tylnych. Napęd kół tylnych realizowany jest za pośrednictwem piast, na które silnik (7) przekazuje moment obrotowy. Podczas wzrostu obrotów silnika spalinowego (9) rośnie wydajność pompy głównej (5), a chłonność silnika (4) zmniejsza się powodując wzrost prędkości jazdy. Zmiana ta następuje bezstopniowo i zależy wyłącznie od aktualnego obciążenia wozu. Gdy wóz odstawczy przekroczy prędkość 5km/godz. zostaje automatycznie odłączony napęd kół tylnych. Realizowane jest to przez odcięcie zasilania silników (7) rozdzielaczami (6) załączonymi elektrycznie lub hydraulicznie. Odcięcie zasilania przez rozdzielacze (6) powoduje połączenie gniazd ciśnieniowych obu silników ze zlewem. Poprzez rozdzielacz (8) zostaje podane nadciśnienie p = 2÷8 barów, które umożliwia swobodne obracanie wałów silnika (7) („funkcja wolnego koła"). Przyspieszanie wozu powyżej 5 km/godz. do wartości maksymalnej momentu napędowego odbywa się wyłącznie za pomocą kół przednich. W przypadku ciężkich warunków pracy (wzrastające opory ruchu) i spadku prędkości wozu do 5 km/godz. następuje automatyczne załączenie napędu kół tylnych. Realizowane jest to przez wyłączenie funkcji wolnego koła w silnikach (7) rozdzielaczem (8).



Rys. 11. Blokowy schemat hydrauliczny układu napędowego
Figure 11. Hydraulic driving system - block diagram

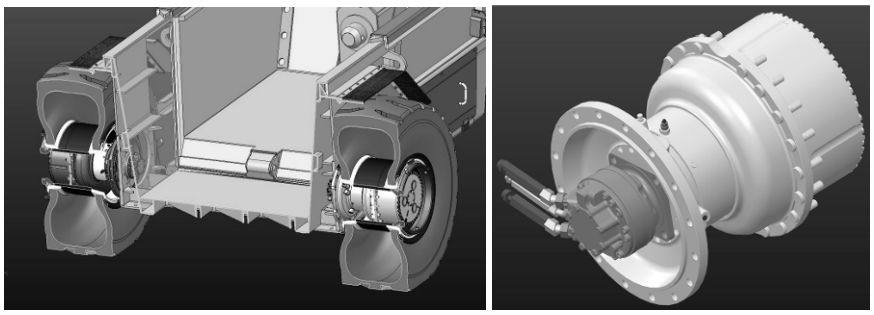
3.2.3. *WÓZ ODSTAWCZY SZUFLADOWY TYPU CB4-20TB oraz CB4-24TB (2013 r.)*

Wozy odstawcze szufladowe typu CB4-20TB (20Mg) oraz CB4-24TB (24Mg) przeznaczone są do odstawy urobku z przodków eksploatacyjnych w wyrobiskach podziemnych zakładów górniczych nie metanowych, wydobywających rudy metali nieżelaznych i/lub surowce mineralne. Maszyna wyposażona jest w układ napędowy tzw. addytywny. Jest to opcjonalny układ wyposażony w dodatkowe silniki hydrauliczne zabudowane na piastach. W normalnych warunkach napęd przekazywany jest tylko na most napędowy, a w momencie utraty przyczepności operator maszyny ma możliwość załączenia dodatkowego napędu w piastach.



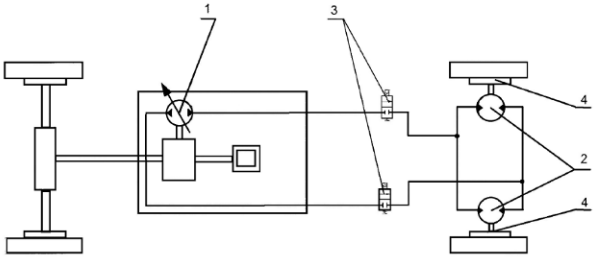
Rys. 12. Wóz odstawczy CB4-20TB
Figure 12. Haul truck CB4-20TB

Dobra stateczność oraz odpowiednio dobrany układ napędowy umożliwia zastosowanie tej maszyny do eksploatacji złóż w wyrobiskach o pochyleniach wzdłużnych (w kierunku jazdy) do 8° oraz w wyrobiskach o pochyleniach poprzecznych do 15°. W wozach odstawczych serii "TB" zastosowano połączenie standardowego układu napędowego (rys. 5) z napędem hydrostatycznym piast tylnych. Koła przednie napędzane są za pośrednictwem mostu, na którym moment obrotowy jest przekazywany z silnika spalinowego za pośrednictwem skrzyni biegów oraz zmiennika momentu. Silniki hydrauliczne zamontowane są w piastach skrzyni ładunkowej. Piasty posiadają przekładnię planetarną o przełożeniu I=5,55.



Rys. 13. Napęd hydrostatyczny piast tylnych
Figure 13. Rear hubs hydrostatic drive

Na maszynie zabudowano następujące główne podzespoły hydraulicznego układu napędowego: dwa silniki REXROTH serii MCR, rozdzielacz hydrauliczny Rexroth M4, pompa hydrauliczna DANFOSS JRR oraz pompa hydrauliczna CASAPPA PLP. Dodatkowy napęd hydrostatyczny piast tylnych jest wykorzystywany podczas jazdy na pierwszym biegu, tj. przy prędkości do 5km/h. Podczas jazdy z większą prędkością na wyższych biegach napęd kół tylnych jest odłączany. Napęd realizowany jest przez dwa silnik hydrauliczne (2) (wielotłoczkowe promieniowe) pracujące w układzie zamkniętym z pompą (1). Silniki te przekazują moment obrotowy na koła poprzez piasty (4). Pompa z regulatorem LS (1) przekazuje moment obrotowy z silnika spalinowego za pośrednictwem zmiennika momentu, na którym została zabudowana. W miarę wzrostu oporów jazdy operator dokonuje redukcji biegów. Na pierwszym biegu operator generuje z kabiny sygnał elektryczny, przesterowujący rozdzielacze (3) w położenie uruchamiające napęd kół tylnych. Gdy opory jazdy zmaleją, operator zmieniając bieg na drugi, powoduje odłączenie napędu kół tylnych – wóz przyspiesza, a koła tylne pracują bez napędu.



Rys. 14. Blokowy schemat hydraulicznego układu napędowego
Figure 14. Hydraulic driving system – block diagram

W celu podniesienie odporności napędowego układu hydraulicznego maszyny na bardzo ciężkie warunki pracy i podwyższone temperatury, dodatkowo zamontowano układ filtrowania

oraz chłodzenia oleju. Przy moście napędowym i przy piastach zamontowano filtry hydrauliczne oraz chłodnice oleju z pomposilnikiem.

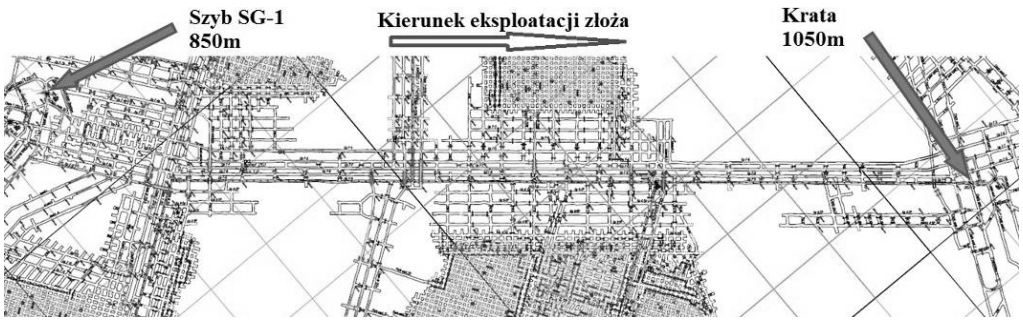
PODSUMOWANIE

Przeprowadzone prace badawczo-rozwojowe przy projektach wozów odstawczych WKPL 35-40, WKPL-30HS oraz CB4-20TB/CB4-24TB pozwoliły na wyciągnięcie szeregu wniosków. Dogłębna analiza rozwiązań konstrukcyjnych oraz opinie użytkowników pozwoliły na poznanie wad i zalet konkretnych rozwiązań napędów hydrostatycznych. Jako przykład można podać maszynę WKPL 35-40, która pokazała w trakcie użytkowania, że hamowanie „hydrostatami" jest niewystarczające i konieczne są także hamulce mechaniczne.
Podstawowe wady i zalety konkretnych rozwiązań obrazowo zestawiono w poniższej tabeli:

Tabela 1. Wady i zalety zastosowanych rozwiązań
Table 1. Advantages and disadvantages of the solutions

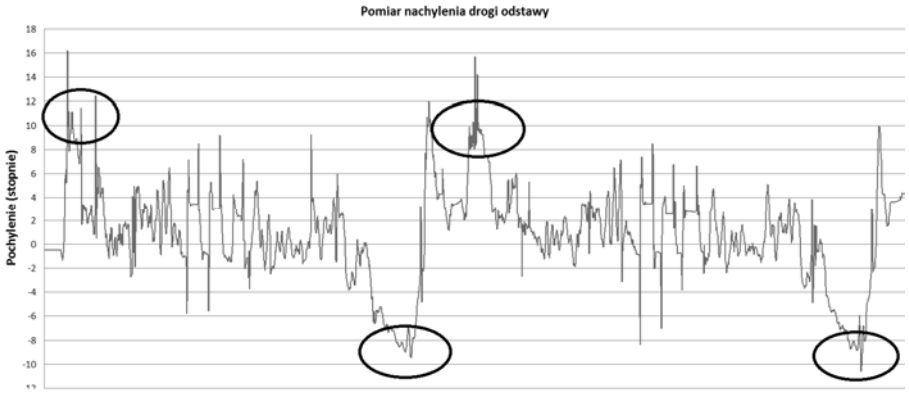
Cecha	WKPL 35-40	WKPL-30HS	CB4-20TB CB4-24TB
Właściwości trakcyjne	+	+	+
Hamowanie	-	+	+
Możliwość adaptacji do maszyn będących w eksploatacji	-	-	+
Możliwość pracy przy awarii hydrostatu	-	-	+
Łatwość serwisowania	+	+	+

Obecnie stosowane w KGHM Polska Miedź S.A. wozy odstawcze z napędem na przednie koła dopuszczone są do eksploatacji w wyrobiskach o pochyleniu wzdłużnym do 8° i pochyleniu poprzecznym 5°. Biorąc pod uwagę plany KGHM Polska Miedź S.A. dotyczące eksploatacji złóż w coraz niżej położonych pokładach („Głogów Głęboki"), obecne rozwiązanie wozów odstawczych CB4-20TB oraz CB4-24TB z addytywnym napędem hydrostatycznym piast tylnych spełnia rygorystyczne wymagania użytkownika. Przykładem może być oddział SW-4 O/ZG Polkowice-Sieroszowice. Na poniższej mapie widać, że Szyb dołowy SG-1 znajduje się na głębokości około 850m, natomiast obecnie eksploatowane wyrobisko znajduje się na poziomie około 1050m. Wozy odstawcze w celu transportu urobku do punktów wyładowczych („kraty") muszą cały czas poruszać się po drogach upadowych.



Rys. 15. Mapa rejonu SW-4 O/ZG Polkowice-Sieroszowice
Figure 15. SW-4 O/ZG Polkowice-Sieroszowice – map of region

Poniższy wykres przedstawia przykładowe wartości nachyleń dróg odstawy w rejonie G-62 kopalni O/ZG Polkowice-Sieroszowice. Miejsca zaznaczone na wykresie to podjazd i zjazd z kraty wozu CB4-20TB, gdzie wartości nachyleń wzdłużnych przekraczają 10-11°.



Rys. 16. Droga odstawy – pomiar wartości nachyleń
Figure 16. Road haulage – a measurement of the slope

Rozwiązanie układu napędowego wozów odstawczych serii „TB" radykalnie poprawia własności trakcyjne maszyny i pozwoli w przyszłości na bezproblemowe eksploatowanie wozów odstawczych w wyrobiskach o większych nachyleniach dróg odstawy. Połączenie tradycyjnego układu napędowego z układem hydrostatycznym zapewnia możliwość dalszej eksploatacji wozu np. w razie awarii któregoś z silników w piastach. Dzięki nieskomplikowanej budowie układu, istnieje możliwość zabudowy dodatkowego napędu piast w już eksploatowanych wozach serii „TB". Dodatkowo współpraca pompy z regulatorem LS, pozwala na dostosowywanie mocy układu hydraulicznego do zapotrzebowania, występującego w danej chwili. Takie rozwiązanie pozwala też na zaoszczędzenie energii oraz zwiększa trwałość wszystkich komponentów układu. Istotną zaletą zastosowanego napędu hydrostatycznego jest możliwość przenoszenia dużej mocy w układzie napędowym przy niewielkich gabarytach elementów hydraulicznych. Zastosowany układ chłodzenia i filtrowania oleju w piastach dodatkowo wydłuża żywotność elementów układu hamulcowego.

Special Solutions for the Propulsion Systems of the Wheeled Mining Machines Used In KGHM Polska Miedź S.A.

ABSTRACT: The purpose of the study is to presence the development of propulsion systems of the wheeled mining machines used in KGHM Polska Miedź S.A. The paper is based on haulage trucks produced by KGHM ZANAM S.A. The challenges resulting from exploration conditions in KGHM's mines are discussed in the study. The paper shows how the challenges are met by mining machines. The structures of the propulsion systems and advantages of the various solutions have been analyzed in the paper. The study presents both the obsolete and modern solution used in currently produced vehicles.

Mine Experimental Research of the Power Options of Mechanized Fastening Sections Based on Lithological Structure Coefficient

R.O. Dychkovskyi, V.S. Falshtynskyi, P.B. Saik, V.S. Lozynskyi

SUMMARY: The results of simulation systems of the rock-mass using the new mathematical approaches and modern information software are introduced. The contacts of rock mass strata are presented as the curves in the simulation model. In such way, it is forming the specific zones with different strengthening characteristics. Authors propose to define the deformations of roof rocks and loadings on mechanized complex according to the values of the lithological structure coefficient. This parameter also is used for the correcting the technological parameters of the mining in wallfaces.

KEYWORDS: Coal seams, simulation, lithological coefficient, mining technology

INTRODUCTION

Priority factors in energy are safety, competitive ability and economic relevancy of obtaining energy raw material. In the applying modern technologies, the coal should become the main source of energy generating in Ukraine [1, 2]. This fuel raw is a warranty of the energy independency of our country. Its share in equivalent fuel near 95.4%. For comparison, the share of oil exceeds 2% and the natural gas is at the level of 2.6% [3].

Therefore, the development of increasing coal mining volumes, what provides improvement of technology and introduction of advanced level techniques, is extremely important problem, solving of which is actual and necessary. It enables to perform mining works and control mining pressure effectively.

Due to the complicated political situation, the special attention should be paid to the Eastern Region of our country. There are two coal mining companies: the State Company "L'vivvugillya" and the State Company "Volyn'vugillya". It is necessary to take into account all negative phenomena which influence justification of parameters of working out reserves in mines of these companies. It especially concerns natural and anthropogenic zones of high rock pressure, what is ordinary for working out of reserves in zones of weakly metamorphosed mine rocks.

Solving the set tasks is also necessary due to depreciation of mechanized complexes in the Region and the fact that reserves of coal seams are worked out significantly. This work is impossible without accounting for different kinds of dynamic phenomena, studying reasons and results of formation of strain-stress state, comprehension analysis of existing technology solutions at mines of Ukraine and abroad.

MAIN PART

To achieve the set goal on the example of wallface № 309 of the seam $n^7_в$ of the mine "Zarichna" the SC "L'vivvugillya" proposes to create an appropriate simulation model, what characterize geometric parameters and physical properties of the rock array. Forecasting of technical and technological situation in the well pillar of this wallface is proposed to be performed through the set lithological structure factor [4] on the bases of analysis of geo-structural changes of over-the-coal thickness.

Analysis of mining and geological conditions

At the wallface area № 309 seam $n^7_в$ of simple structure, sustained by the thickness, geological thickness is 0.7 m, extracted thickness is 1m, average is 0.7 m. Coal from the seam is related to the mark Zh, strength is 1.5. Coal is humus, black, with inclusions of flux, fragile, weak and light. Coal seam contacts with included rocks are clear, straight. Coal seam is not prone to spontaneous combustion, unsafe by dust emissions.

Direct covering of the seam with a series of exploration wells of surface drilling is represented by clay shale of dark gray color, medium strength and stability, with thickness 1.64 - 3.75 m. The main seam covering is gray siltstone, horizontally-layered, dense, like micas. Thickness is up to 5.5 m.

Caving step of the direct covering: primary (lb_0) – 1.5 m;
following (lb_i) – 0.6 m.
Caving step of the main covering: primary ($l\kappa_0$) – 15–20 m;
following ($l\kappa_i$) – 8–12 m.

Direct footing is represented by siltstone, in the top part by the "kucheryavchyk" type of medium strength and stability (P2), when moisturized tends to lift. Thickness is 0.5 - 4.7 m. The sandstone lies below it.

The lower part of the direct covering is presented by carbonaceous-clay shale, which caves during coal extraction. In tectonic disturbance areas the layer of carbonaceous-clay shale may reach up to 1 m. Along the top edge of the clay shale and carbonaceous-clay shale there are sliding mirrors. Clay shale of the direct covering is fractured.

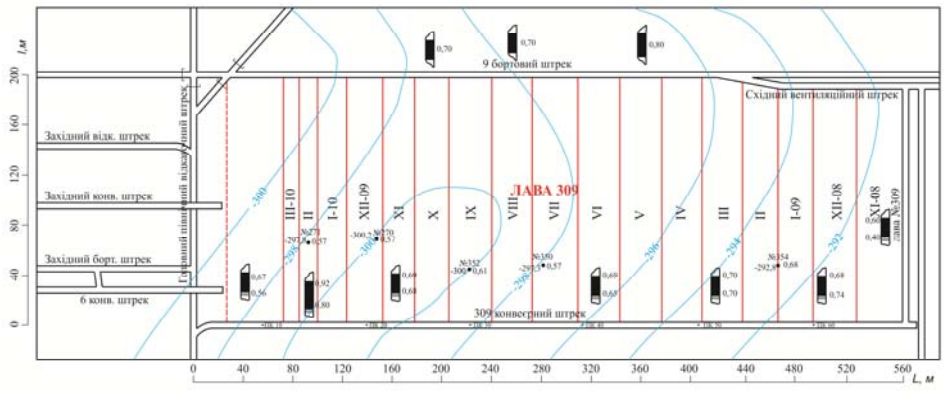
The seam footing is represented by sandy shale, which is sometimes mixed-layered with sandstone. Dark gray siltstone at the top of lumpy texture of the type "kucheryavchyk" with remains of charred flora. Below, along the section it is layered, like micas. Seam thickness is up to 5.65 m.

In regard to tectonic, the area of wallface No 309 is characterized by an average complexity. The intensity of fracturing of direct covering rocks is 4 - 7 fractures/ m (units/m), cracking strike timed to two systems: the North-East (basic) and North-West directions.

Methods of mechanization of mining operations

Mechanized complex 1KD90 with sections 1KD80 and combine 1KD101 are accepted for mechanization of sewage treatment works. Transportation reflected from the array coal is made with scraper conveyor SP253. To supply the working fluid in the system and its support in operating pressure of emulsion it should be used the oil station SNT32.

The well pillar of the wallface No 309 of the mine "Zarichna" is outline with 309 conveyor and 9 board drifts. Obtaining a copy of the wallface plan No 309 of the mine "Zarichna" of SC "L'vivvugillya" is shown in the Picture 1.



Pic. 1. Copying from the plan of mining works in 309 wallface
of the mine “Zarichna” of the SC “L’vivvugillya”

Imitation system of reflecting lithological structure

Analysis of the strength characteristics of lithological structure of the covering rocks shows that the direct covering layer of sufficiently unstable rocks which will cave right after shifting of the purgative stope. Based on the set deformation characteristics of mine rocks [4] siltstones, representing the main cover, changes tensile strength to the uniaxial compression within 22.2 - 29.1 MPa. Above the main covering the layer of “weak” clay shale (argillite) lies with the limit of strength on uniaxial compression within the characteristics in the range of 21.0 - 23.4 MPa. Since the deformation characteristics of this rock layer are compared to the main covering rocks, this layer deforms with the main cover. Its thickness ranges from 3.2 m on the picket PC 0 + 5 to blowout on the PC 30 + 6. Accordingly, at the maximum thickness the caving step reaches 10 - 15 m. This layer of rocks can hung or completely caves at different speeds of the stope. In the last case, this situation will form a zone of high rock pressure and will make a significant uploading of sections of mechanized complex.

Above this rocks the layer of rigidity lies with stratification of sandstone and mudstone rocks. Step of caving of these rocks exceeds 50 meters. The deformations of this layer at the same time will have elastic-plastic nature and almost will not upload powered mechanized fastening of the stope.

Problem area of extraction pillar will be the distance from PK 0+3 to PK 10+7, where it can be stratification of these rocks by creation of additional uploading of sections of mechanized fastening.

Analysis of lithological difference shows that on the extraction pillar area PK 0 – PK 30 + + 6 is described by the following inequality:

$$Rst1 < Rst2 < Rst3 > Rst4 < Rst5,$$

where:

Rst1 – limit of strength on the uniaxial compression of coal seam n^7_6;

Rst2 – limit of strength on the uniaxial compression of direct covering;

Rst3 – limit of strength on the uniaxial compression of main covering;

Rst4 – limit of strength on the uniaxial compression of rock stratum of mudstone;

Rst5 – limit of strength on the uniaxial compression of sandstone.

Basic load on fastening of mechanized complex will occur on the bases of the movements of the main covering in form of siltstone with uploaded mudstone rocks. Relationship of over-coal thickness to extracted thickness of the coal seam n^7_e which is taken to the calculation of loads on section, makes 3.3 - 5.3. This condition corresponds to accepted norms of determining of the power parameters of mechanical fastenings.

For simulation display of lithological and structural features of rock structure, it were imposed three-dimensional Cartesian coordinates, respectively, in the horizontal plane: the length of extracted pillar and the length of the wallface, in the vertical – lithological structure of the coal thickness of rocks. To set the features of the coal containing thickness structure after lithological structure it was used a numerical reproduction system (Table. 1 and 2) and computer software of data processing in the system of tables Excel - 2003 and OriginPro 8.5.1. These software were also used for setting numerical values of obtained squares of the layers of lithological structure.

The complexity of the structure requires a significant variation of data, thus to display lines of a contact for individual polling station drifts it were used polynomials of the 6th degree.

As a result of the approximation it had been obtained the following mathematical dependences to display lines of lithological difference of 9 board drift:

$$1.\ y_1 = 0{,}12211 - 6{,}34E - 0{,}4x + 6{,}27E - 0{,}5x^2 - 2{,}65E - 0{,}7x^3 + \\ + 1{,}13E - 9x^4 - 2{,}81E - 12x^5 + 2{,}39E - 15x^6,\ \text{authenticity}\ R^2 = 0{,}9928;$$

$$2.\ y_2 = 0{,}80158 + 0{,}00421x - 1{,}95E - 0{,}5x^2 - 1{,}16E - 07x^3 + \\ + 8{,}81E - 10x^4 - 2{,}61E - 12x^5 - 2{,}32E - 15x^6,\ \text{authenticity}\ R^2 = 0{,}9935$$

$$3.\ y_3 = 0{,}57513 + 0{,}0489x - 4{,}02E - 04x^2 + 1{,}33E - 0{,}6x^3 - 9{,}93E - \\ - 10x^4 - 2{,}37E - 12x^5 + 3{,}12E - 15x^6,\ \text{authenticity}\ R^2 = 0{,}9861;$$

$$4.\ y_4 = 4{,}19105 - 0{,}03021x + 8{,}50E - 0{,}4x^2 - 6{,}44E - 0{,}6x^3 + 2{,}24E - \\ - 0{,}3x^4 - 3{,}59E - 11x^5 + 2{,}15E - 14x^6,\ \text{authenticity}\ R^2 = 0{,}9717;$$

$$5.\ y_5 = 5{,}17867 - 0{,}00933x + 7{,}52E - 05x^2 + 4{,}63E - 0{,}4x^3 + 1{,}10E - \\ - 0{,}8x^4 - 1{,}62E - 11x^5 + 8{,}80E - 15x^6,\ \text{authenticity}\ R^2 = 0{,}9745.$$

To reflect lines of lithological difference 0f 309 conveyor drift:

$$1.\ y_1 = 2{,}28833 - 0{,}08444x + 0{,}00131x^2 - 8{,}86E - 0{,}6x^3 + 2{,}93E - 0{,}8x^4 - \\ - 4{,}61E - 11x^5 + 2{,}74E - 14x^6,\ \text{authenticity}\ R^2 = 0{,}9941;$$

$$2.\ y_2 = 2{,}94141 - 0{,}07629x + 0{,}00121x^2 - 8{,}32E - 06x^3 + 2{,}8E - 0{,}8x^4 - \\ - 4{,}47E - 11x^5 + 2{,}68E - 14x^6,\ \text{authenticity}\ R^2 = 0{,}9815;$$

$$3.\ y_3 = 2{,}71477 - 0{,}02301x + 5{,}64E - 0{,}4x^2 - 5{,}01E - 0{,}6x^3 + 1{,}95E - \\ - 8x^4 - 3{,}37E - 11x^5 + 2{,}13E - 14x^6,\ \text{authenticity}\ R^2 = 0{,}9932;$$

$$4.\ y_4 = 5{,}97342 - 0{,}1097x + 0{,}00205x^2 - 1{,}46E - 0{,}5x^3 + 4{,}93E - 0{,}8x^4 - \\ - 7{,}76E - 11x^5 + 4{,}59E - 14x^6,\ \text{authenticity}\ R^2 = 0{,}9842;$$

$$5.\ y_5 = 7{,}38545 - 0{,}02667x + 4{,}84E - 0{,}4x^2 - 3{,}65E - 0{,}6x^3 + 1{,}29E - \\ - 0{,}8x^4 - 2{,}07E - 11x^5 + 1{,}22E - 14x^6,\ \text{authenticity}\ R^2 = 0{,}9854.$$

The value “x” shows an approximation of the contact line by length of extraction pillar, numerical value - factor that takes into account features of geological structure under 9 board and 309 conveyor drifts.

Visualization of contact lines of lithological structure of rock array of 309 wallface by sections of 9 board and 309 conveyor drifts is shown in the Picture 2.

The square of individual layers of lithological differences within the extraction pillar of 309 wallface may be defined by the following mathematical expressions:

$$P_1 = \int_0^{560} f(y_2 - y_1)dx \qquad P_1 = \int_0^{560} f(y_2 - y_1)dx \;;$$

$$P_2 = \int_0^{560} f(y_3 - y_2)dx \qquad P_2 = \int_0^{560} f(y_3 - y_2)dx \;;$$

$$P_3 = \int_0^{560} f(y_4 - y_3)dx \qquad P_3 = \int_0^{560} f(y_4 - y_3)dx \;;$$

$$P_4 = \int_0^{560} f(y_5 - y_4)dx \qquad P_4 = \int_0^{560} f(y_5 - y_4)dx \;;$$

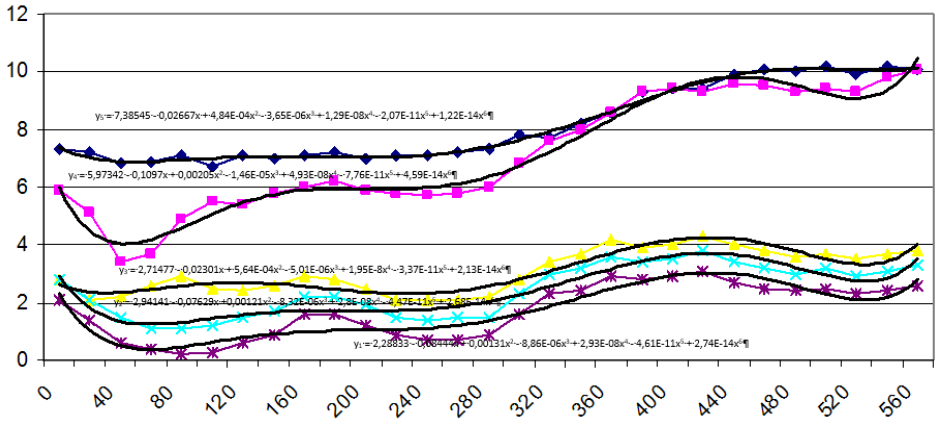
Table 1. Data for digital visualization of lithological difference by 309 conveyor drift

Length of drift, *L, m*																												
0	20	40	60	80	100	120	140	160	180	200	220	240	260	280	300	320	340	360	380	400	420	440	460	480	500	520	540	560
7,3	7,2	6,8	6,9	7,1	6,7	7,1	7,0	7,1	7,2	7,0	7,1	7,1	7,2	7,3	7,8	7,7	8,2	8,6	9,3	9,4	9,4	9,9	10,1	10,0	10,2	9,9	10,2	10,1
5,9	*5,1*	*3,4*	*3,7*	*4,9*	*5,5*	*5,4*	*5,8*	*6,0*	*6,2*	*5,9*	*5,8*	*5,7*	*5,8*	*6,0*	*6,8*	*7,6*	*8,0*	*8,6*	*9,3*	*9,4*	*9,3*	*9,6*	*9,5*	*9,3*	*9,4*	*9,3*	*9,8*	*10,1*
2,8	2,1	2,2	2,6	2,9	2,5	2,4	2,6	2,9	2,8	2,5	2,1	2,1	2,1	2,2	2,8	3,4	3,7	4,2	3,9	4,0	4,3	4,0	3,8	3,6	3,7	3,5	3,7	3,8
2,8	2,1	1,5	1,1	1,1	1,2	1,5	1,7	2,2	2,2	1,9	1,5	1,4	1,5	1,5	2,3	3,0	3,2	3,6	3,4	3,5	3,8	3,4	3,2	3,0	3,2	2,9	3,1	3,3
2,1	1,4	0,6	0,4	0,2	0,3	0,6	0,9	1,6	1,6	1,2	0,9	0,7	0,7	0,9	1,6	2,3	2,4	2,9	2,8	2,9	3,1	2,7	2,5	2,4	2,5	2,3	2,4	2,6

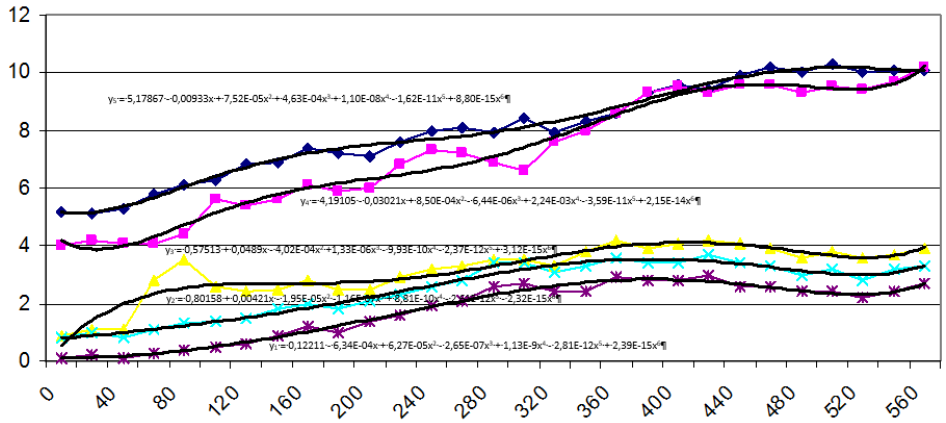
Table 2. Data for digital visualization of lithological difference by 9 board drift

Length of drift, *L, m*																												
0	20	40	60	80	100	120	140	160	180	200	220	240	260	280	300	320	340	360	380	400	420	440	460	480	500	560	560	560
5,2	5,1	5,3	5,8	6,1	6,3	6,8	6,9	7,4	7,2	7,1	7,6	8,0	8,1	7,9	8,4	7,9	8,3	8,6	9,3	9,6	9,4	9,9	10,2	10,0	10,3	10	10,1	10,1
4,0	*4,2*	*4,1*	*4,1*	*4,4*	*5,6*	*5,4*	*5,6*	*6,1*	*5,9*	*6,0*	*6,8*	*7,3*	*7,2*	*6,9*	*6,6*	*7,6*	*8,0*	*8,6*	*9,3*	*9,5*	*9,3*	*9,6*	*9,6*	*9,3*	*9,5*	*9,4*	*9,7*	*10,2*
0,9	1,1	1,1	2,8	3,5	2,6	2,4	2,5	2,8	2,5	2,5	2,9	3,2	3,3	3,5	3,5	3,3	3,8	4,2	3,9	4,1	4,2	4,1	3,9	3,6	3,8	3,6	3,7	3,9
0,8	1,0	0,8	1,1	1,3	1,4	1,5	1,8	2,0	1,8	2,1	2,3	2,6	2,8	3,4	3,4	3,1	3,3	3,6	3,4	3,4	3,7	3,4	3,3	3,0	3,2	2,8	3,2	3,3
0,1	0,2	0,1	0,3	0,4	0,5	0,6	0,9	1,2	1,0	1,4	1,6	1,9	2,1	2,6	2,7	2,4	2,4	2,9	2,8	2,8	3,0	2,6	2,6	2,4	2,4	2,2	2,4	2,7

a)



b)



Pic. 2. Visualization of contact lines of lithological difference:
a – by 309 conveyor drift; b – by 9 board drift

To find the square it is necessary to take integral for each expression:

$$P = c_6 \frac{x^7}{7} + c_5 \frac{x^6}{6} + c_4 \frac{x^5}{5} + c_3 \frac{x^4}{4} c_2 \frac{x^3}{3} + c_1 \frac{x^2}{2} + c_0 x,$$

where $c_0 - c_6$ are empirical coefficients of polynomial series. They can be defined by the difference of appropriate coefficients of polynomial series of the top contact line to the bottom contact line.

For spatial display of geometries forms it was set the likelihood ratio of changes of lithological structure by the stope length. Given that in our conditions the length of district drifts is equal, then:

$$\xi = \frac{P_{ki} l_{ri}}{P_{ri} l_{ki}},$$

where P_{ki}, l_{ki}, P_{ri}, l_{ri} – according to the square and the length of outlining district drifts.

This coefficient will be a relationship of lithological structure square to outlining drifts of 309 wallface. Obtained results of the study were filled in the Table 3.

Table 3. Results of variation of the square of rocks of
lithological difference by the drifts of 309 wallface

№ п/п	Change of the square of lithological difference by 9 board drift, m^2	Change of the square of lithological difference by 309 conveyor drift, m^2	Coefficient of square variation, ξ
1.	419,0	399,0	1,05
2.	365,0	387,0	0,94
3.	2268,0	2249,0	1,01
4.	456,0	590,0	0,77

Based on the results, it is possible to set a variation of geometrical parameters by the relevant rock layers (Tab. 4) for the formation of spatial reflection systems of surfaces (Grid-systems). Using Surfer 8.0 software, the author obtained surfaces of the contacts of the layers of hardness. For the conditions of 309 wallface the first layer of hardness is the main covering of the seam (Pic. 3).

Using, accordingly, the dependences, shown in the fourth section [4], it is possible to obtain Grid – system of displaying coefficient of lithological structure (Tab. 5) and its spatial reflection (Pic. 4). Displaying of values indicating to the forecast of operation modes of mechanized complexes by length, extraction pillar, the mode of mechanized complex operation by fastening factor (normal, critical and out of limits). When mechanized complex is in "out of limit" zone, the technological process of fastening should be amended its sections should be reinstalled.

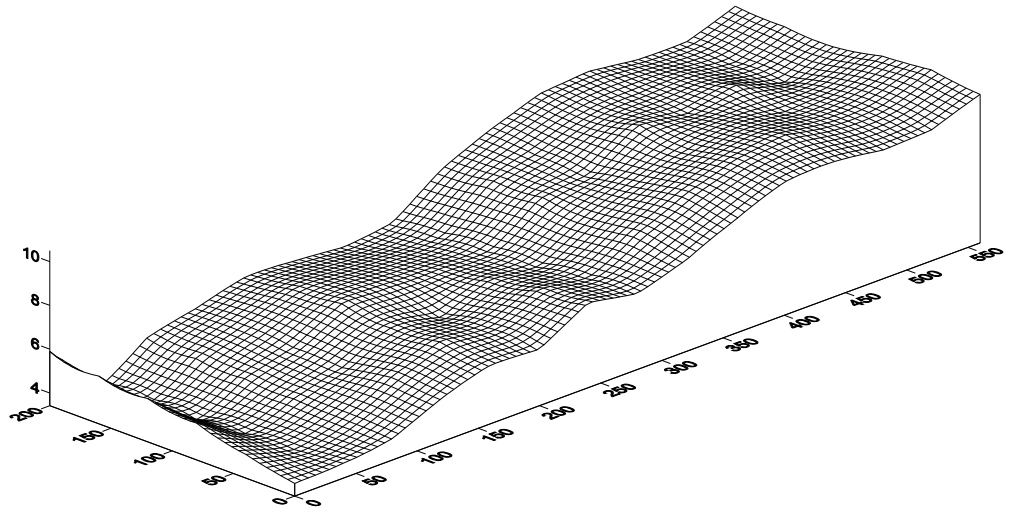
Table 4. Coordinates of the points of forming the square of the main covering rock with top rocks

Coordinates of points																		
Displaying of lithological structure by 9 board drift	length of wallface																	Displaying of lithological structure by 309 conveyor drift
	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	
	0	0	4,0	0	40	4,5	0	80	5,1	0	120	5,4	0	160	5,6	0	200	5,9	
	40	0	4,1	40	40	3,9	40	80	3,8	40	120	3,6	40	160	3,5	40	200	3,4	
	80	0	4,4	80	40	4,5	80	80	4,6	80	120	4,7	80	160	4,8	80	200	4,9	
	120	0	5,4	120	40	5,6	120	80	5,2	120	120	5,3	120	160	5,5	120	200	5,4	
	160	0	6,1	160	40	6,4	160	80	6,2	160	120	6,5	160	160	6,3	160	200	6,0	
	200	0	6,0	200	40	6,2	200	80	5,8	200	120	6,4	200	160	6,2	200	200	5,9	
	240	0	7,3	240	40	7,1	240	80	6,7	240	120	6,4	240	160	6,1	240	200	5,7	
	280	0	6,9	280	40	6,8	280	80	6,5	280	120	6,4	280	160	6,2	280	200	6,0	
	320	0	7,6	320	40	8,0	320	80	7,7	320	120	7,9	320	160	7,8	320	200	7,6	
	360	0	8,6	360	40	9,0	360	80	8,6	360	120	8,2	360	160	8,4	360	200	8,6	
	400	0	9,5	400	40	9,7	400	80	9,3	400	120	9,6	400	160	9,2	400	200	9,4	
	440	0	9,6	440	40	10,0	440	80	9,7	440	120	9,3	440	160	9,4	440	200	9,6	
	480	0	9,3	480	40	9,6	480	80	9,4	480	120	9,8	480	160	9,5	480	200	9,3	
	520	0	9,4	520	40	9,7	520	80	9,6	520	120	9,1	520	160	9,2	520	200	9,3	
	560	0	10,2	560	40	10,5	560	80	10,3	560	120	9,9	560	160	10,0	560	200	10,1	

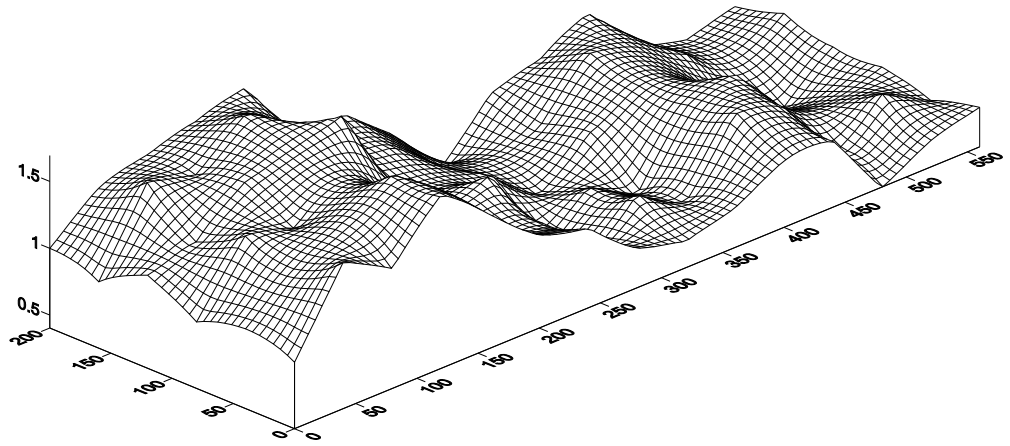
Table 5. Grid – system of displaying coefficient of lithological structure by the square of 309 wallface

Displaying of lithological structure by 9 board drift	Coordinates of points																		Displaying of lithological structure by 309 conveyor drift
	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	
	0	0	0,9	0	40	1,0	0	80	0,9	0	120	1,1	0	160	0,9	0	200	1,0	
	40	0	1,5	40	40	1,3	40	80	1,4	40	120	1,2	40	160	1,5	40	200	1,3	
	80	0	1,3	80	40	1,5	80	80	1,3	80	120	1,5	80	160	1,4	80	200	1,4	
	120	0	1,7	120	40	1,7	120	80	1,5	120	120	1,6	120	160	1,7	120	200	1,5	
	160	0	1,4	160	40	1,4	160	80	1,2	160	120	1,7	160	160	1,4	160	200	1,6	
	200	0	1,1	200	40	0,9	200	80	1,0	200	120	0,9	200	160	1,1	200	200	1,0	
	240	0	1,0	240	40	0,9	240	80	1,1	240	120	0,9	240	160	1,0	240	200	1,1	
	280	0	0,7	280	40	0,5	280	80	0,4	280	120	0,8	280	160	0,7	280	200	0,8	
	320	0	0,6	320	40	0,8	320	80	0,7	320	120	0,5	320	160	0,6	320	200	0,4	
	360	0	0,7	360	40	0,6	360	80	0,5	360	120	0,8	360	160	0,7	360	200	0,8	
	400	0	0,9	400	40	1,1	400	80	1,0	400	120	1,0	400	160	1,1	400	200	0,9	
	440	0	0,9	440	40	1,0	440	80	1,1	440	120	0,9	440	160	1,0	440	200	1,1	
	480	0	0,4	480	40	0,5	480	80	0,7	480	120	0,5	480	160	0,8	480	200	0,7	
	520	0	0,6	520	40	0,8	520	80	0,6	520	120	0,4	520	160	0,6	520	200	0,6	
	560	0	0,7	560	40	0,6	560	80	0,7	560	120	0,7	560	160	0,8	560	200	0,7	

Determining the average values of strength characteristics of covering rocks, power parameters of sections mechanized fastening and lithological structure factor by the length of extraction pillar are given in the Table 6 and Pic. 5 - 7.



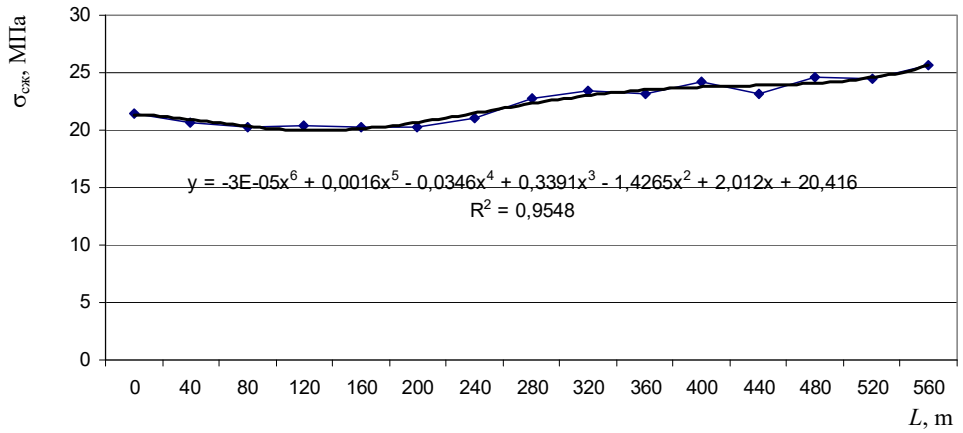
Pic. 3. Spatial displaying of the square of contact of the main covering rock with top rocks for 309 wallface conditions



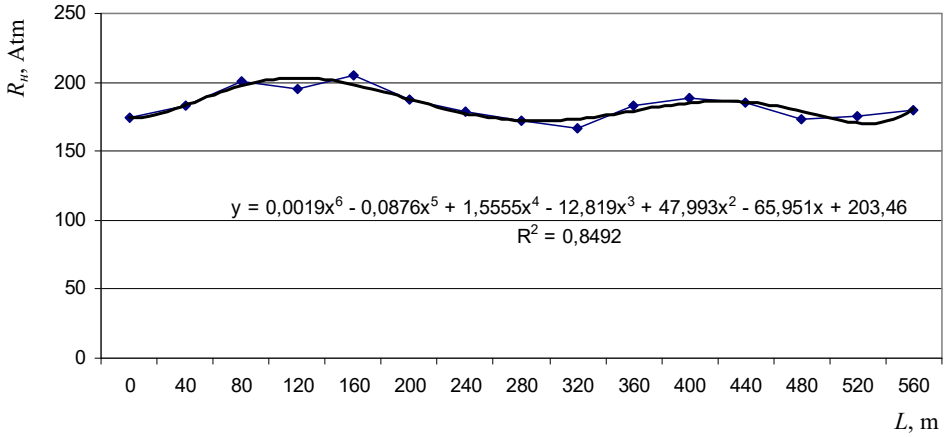
Pic. 4. Spatial displaying of changing of the coefficient of lithological structure for conditions of 309 wallface of the mine “Zarichna” of the SC “L’vivvugillya”

Table 6. Values of strength characteristics of the rock array

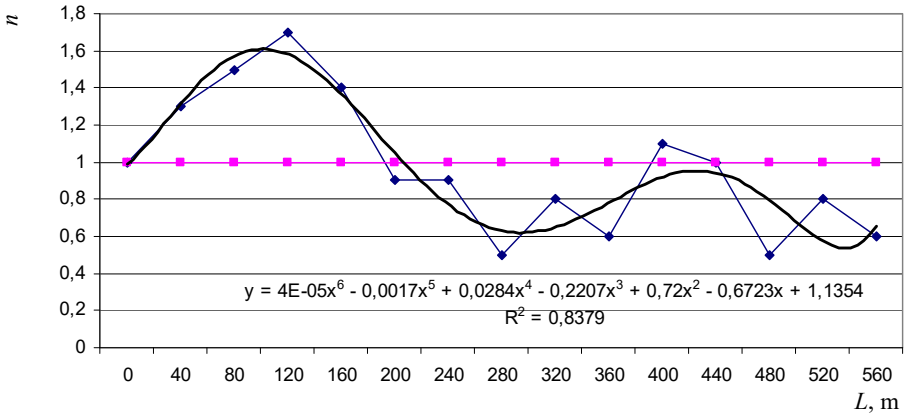
Parameter	Values														
Length of extraction pillar, m	0	40	80	120	160	200	240	280	320	360	400	440	480	520	560
Limit of strength on the uniaxial compression, MPa	21,4	20,7	20,3	20,4	20,3	20,2	21,1	22,7	23,4	23,1	24,2	23,1	24,6	24,5	25,6
Pressure in stilts (loadings) of the sections MK, Atm.	174	183	201	195	205	187	179	172	167	183	189	185	173	175	180
Coefficient of lithological structure	1,0	1,3	1,5	1,7	1,4	0,9	0,9	0,5	0,8	0,6	1,1	1,0	0,5	0,8	0,6



Pic. 5. Average values of the strength limits of the main covering rocks on the uniaxial compression by the length of extraction pillar



Pic. 6. Average values of the pressure in stilts of sections of mechanized fastening



Pic. 7. Average values of the coefficient of lithological structure by the length of extraction pillar

Results of the study of manifestation of the rock pressure in working area of the wallface

These studies aimed at establishing dependency of rock pressure when moving of the stope in highly productive extraction pillar. This is done by determining stress by experimental-analytical methods. Manifestation of stress over time is a mounting on the fastening of the stope corresponding to the pressure of the working fluid in the power supply system of sections. At the first phase it is established the areas of mine field with gradient stresses. They correspond to the mining areas, where the stable movements of the lateral rocks took place and they are beyond the high or the low pressure zone. Change of displacements leads to an adequate change of stresses. And the numerical ratio of these parameters is equal to each other. The ratio of the obtained values to the gradient values shows the increase of stresses at the studied area of extraction pillar.

Moving of rocks in the workspace of wallface was defined by measuring stilts SUI - 2 with nozzles and surveying tape. Analysis of the values of the load of lateral rocks was performed using mine manometers and setting pressure in stilts of mechanized fastenings.

The changes in geological conditions of the seam laying were studied in details: variations of thickness and inclination angle of seam, physical and mechanical properties of the coal and lateral rock. Basing on them, it was developed recommendations on the features of performing technology processes in wallface and recommendations on the control over the mine pressure [4]. The obtained dependences confirm, that the distance of the primary position of the covering rock (*dl*) under the highly-mechanized extraction of thin and very thin coal seams in weakly metamorphosed covering rocks (cover B2, B3, A1, A2) are determined by dependence, closed to linear from the coefficient of lithological structure (n), that is expressed in general by the following dependence:

$$dl = kn + c,$$

where:

k, c – empirical coefficients that characterize the geological structure of the array,

k – tangent of the angle of deviation of rocks (determined on the basis of Coulomb-Mohr's principle),

c – coefficient, characterizing the strength and power of the layer of hardness (in this case the main covering rocks).

CONCLUSIONS

The formation of appropriate geometric dimensions of extraction area is based on the all-round study of the mechanism of formation the field of mechanical strength of the coal containing rocks and its relaxation as the movement of stopes along the extraction pillars. Unloading of the rock array is made by the mode of compulsory stoppage of the stopes or reducing the speed of wallface moving to the limits of the primary position of the main covering rock at the level of 2 - 3 thicknesses of the coal seam that is extracted. The current correction of the power parameters of mechanized fastening is performed by changing the pressure of the working fluid in the stilts and the introduction of additional elastic elements to the intersectional space of the wallface.

Lithological structure coefficient (n) is one of the key when setting geometric parameters of the stope area and serves as an indicator to determine effective ways to control mining pressure during the high mechanized extraction of thin and very thin coal seams. It also provides the ability to set geometric parameters of the stope to economically viable sizes by reducing costs of preparing extraction pillars, to make improvements to the technology of control over the rock pressure by criteria for geological structure of weakly metamorphosed rocks and so on.

REFERENCES

[1] Innovation in coal industry // Expert. – 2011. − No 5. – 104 p.

[2] Pivnyak, G.G. The role of coal in stable development of energy sector / G.G. Pivnyak // Naukovyi visnyk NGA Ukrajiny. – 2001. – No 1. – C. 81 − 84.

[3] Tulub, S.B. Ecology problems of development coal deposits / S.B. Tulub // Naukovyi visnyk NGA Ukrajiny. – 1999. – No 1. – C. 23 − 26.

[4] Dychkovs'kyi R.O. Scientific bases of the synthesis of the coal mining technologies in weakly metamorphosed rocks / R.O. Dychkovs'kyi. – D.: Natsionalnyi hirnychyi universytet, 2013. – 262 p.

Doświadczenia z zastosowania mobilnej stacji zasilającej w KWK Borynia-Zofiówka-Jastrzębie Ruch „JasMos”

Fryderyk Duda, Sebastian Berger, Mieczysław Lubryka
JSW S.A. KWK Borynia-Zofiówka-Jastrzębie Ruch „JasMos”

Jan Lubryka, Ireneusz Stasiak
Elgór+Hansen S.A.

STRESZCZENIE: Zagadnienia poruszane w poniższym artykule dotyczą urządzenia produkcji Elgór+Hansen S.A., które jest zarówno urządzeniem zasilającym i manewrowym. Urządzenie to wraz z postępem urabianego złoża transportowane jest na podwoziu gąsienicowym. Mobilne urządzenia zasilająco-manewrowe są produkowane w konfiguracjach odpowiadającym oczekiwaniom klienta, gdzie w opisywanym przykładzie zasila ono wszystkie napędy maszyn kompleksu ścianowego.

SŁOWA KLUCZOWE: Mobilne urządzenie zasilająco-manewrowe, urządzenie zasilająco-manewrowe, urządzenia zasilające, transwitch

WSTĘP

Istotnym czynnikiem decydującym o sprawności ruchowej, poprawności działania oraz bezpieczeństwie obsługi i eksploatacji maszyn górniczych w warunkach wprowadzonej wysokiej koncentracji wydobycia urobku i polityki ekonomicznej jest z pewnością aparatura elektryczna jak również system jej przemieszczania wraz z postępem czoła ściany. Firma Elgór+Hansen, która od ponad 20 lat jest producentem urządzeń spełniających wysokie wymagania pod kątem bezpieczeństwa, jakości i niezawodności, zaprojektowała mobilną stację zasilającą. Zarówno mobilna stacja zasilająca jak i inne urządzenia projektowane są zgodnie z potrzebami, wymaganiami klienta, który jest bezpośrednim użytkownikiem urządzeń i dzięki wsłuchiwaniu się w potrzeby klientów jak i poprzez obserwację pracy urządzeń oraz zmagań związanych z ich przemieszczaniem wyprodukowano urządzenie spełniające nowe oczekiwania rynku.

1. OGNIOSZCZELNE URZĄDZENIE ZASILAJĄCO-MANEWROWE [2]

Ognioszczelne urządzenia zasilająco-manewrowe są urządzeniami w wykonaniu przeciwwybuchowymi zgodnie z polskimi przepisami wykonawczymi Prawa Geologicznego i Górniczego mogą być instalowane w podziemnych wyrobiskach górniczych kopalń niemetanowych

i metanowych ze stopniem zagrożenia metanowego „a", „b", „c" oraz w wyrobiskach klasy A i B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.

Konstrukcja urządzenia opracowana została zgodnie z wymaganiami dyrektywy 94/9/WE (ATEX). Certyfikat zgodności predestynuje stosowanie urządzenia w pomieszczeniach z atmosferą wybuchową grupy I kategorii M2.

Zastosowane zintegrowane zabezpieczenia elektroenergetyczne oraz przyjęty system sterowania oparty o PLC współpracujący z blokadami technologicznymi z wykorzystaniem obwodów iskrobezpiecznych, pozwalają na bezpieczną współpracę z urządzeniami zasilającymi maszyny i urządzenia górnicze.

2. BUDOWA

Mobilne urządzenie zasilająco manewrowe składa się z:

a) komory górnego napięcia, wyposażonej w odłącznik izolacyjny z uziemnikiem, zabezpieczenie nadmiarowo prądowe oraz łącznik załączający transformator główny,
b) komory transformatora, w której umieszczono transformator suchy,
c) komory dolnego napięcia, wyposażonej w aparaturę łączeniową, zabezpieczeniową i kontrolną,
d) podwozia gąsienicowego umożliwiającego w łatwy sposób przemieszczanie zestawu za pomocą zabudowanej na nim aparatury zasilająco sterującej.

3. OPIS DZIAŁANIA

Urządzenie zasilająco-manewrowe wyposażone jest po stronie manewrowej w 3 tory rozłącznikowe. Poszczególne tory umożliwiają podłączenie:

– Tor-1: czterech silników,
– Tor-2: czterech silników,
– Tor-3: pięciu silników.

Urządzenie wyposażone jest również w odpływ o napięciu znamionowym 42 V.

Wszystkie zasilane odbiorniki chronione są poprzez zintegrowane sterowniki zabezpieczeniowe wykonane w technologii cyfrowej posiadające układ autokontroli sprawności.

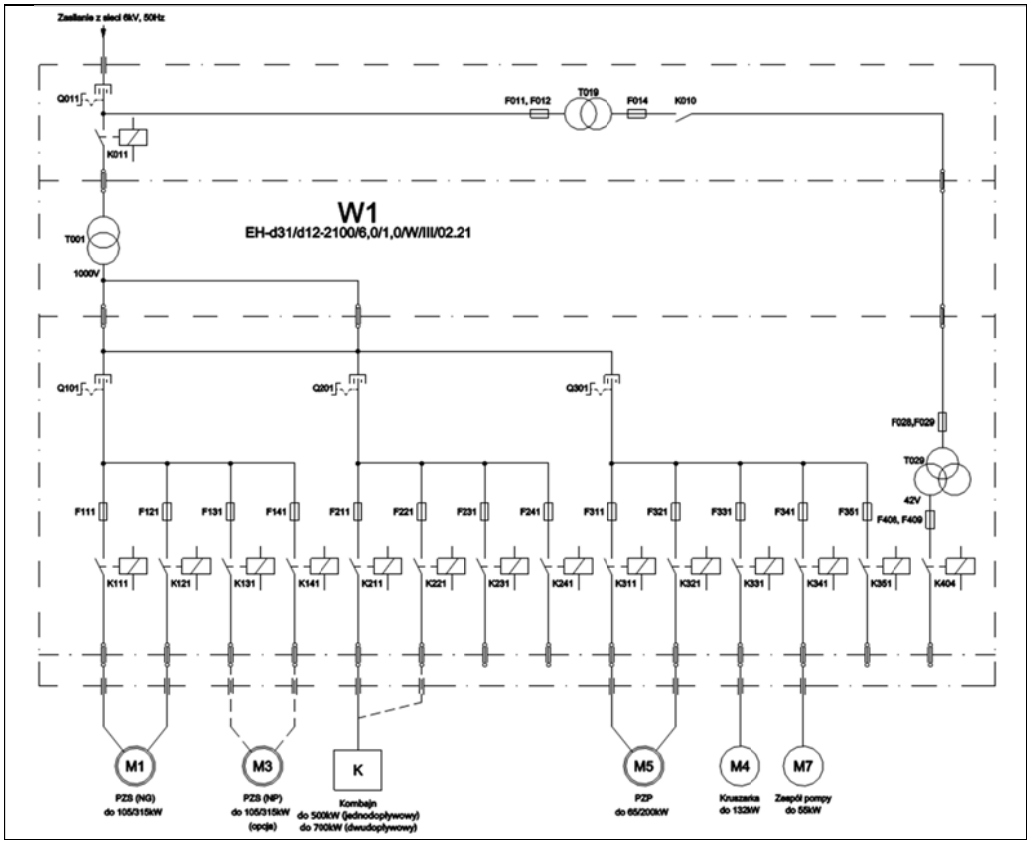
Odpływy chronione są od skutków zwarć, przeciążeń i asymetrii obciążenia. Człon kontroli ciągłości uziemienia, zintegrowanego sterownika zabezpieczeniowego, umożliwia kontrolę ciągłości uziemienia oraz sterowanie zdalne. Odpływy zabezpieczone są członami upływowymi blokującymi oraz termicznymi. Obwody członów termicznych można połączyć z czujnikami temperaturowymi zasilanych silników. Urządzenie zasilająco-manewrowe wyposażono w urządzenia kontrolno-sygnalizacyjne.

Do sterowania urządzenia służy człon sterowniczy i kontroli ciągłości uziemienia lub separatory z obwodami iskrobezpiecznymi. Opcjonalnie urządzenie zasilająco-manewrowe przystosowane jest do podłączenia układu transmisji danych umożliwiający odczyt informacji technologicznych i ich przesył na powierzchnie kopalni (np. do dyspozytora) i/lub do systemu EH-MineView lub innego systemu wykorzystywanego u klienta.

Układ transmisji danych umożliwia między innymi przesył informacji na temat wartości prądów i napięć odpływów oraz informacji o stanach zakłóceniowych. Urządzenie zasilająco-manewrowe wyposażone jest także w wewnętrzny układ transmisji danych, za pomocą którego informacje o aktualnym stanie pracy podzespołów, są przesyłane magistralą cyfrową oraz wi-

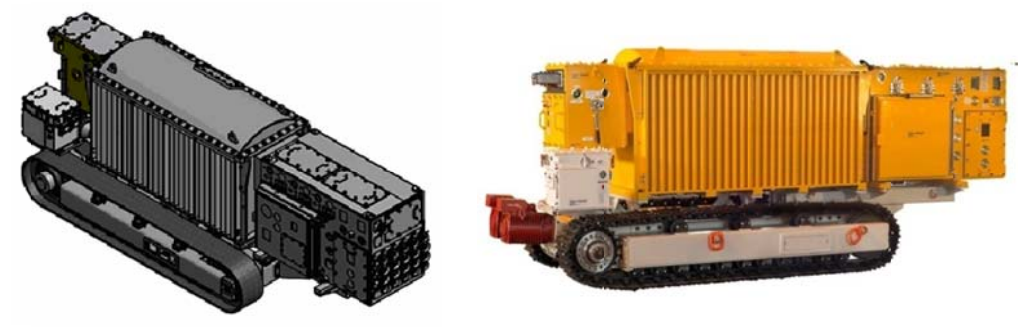
zualizowane na jego wyświetlaczu. Na wyświetlaczu można obserwować parametry pracy urządzenia, stan zabezpieczeń i przekaźników oraz wartości mierzonych wielkości elektrycznych.

Firma Elgór+Hansen S.A. oferując produkty na całym świecie posiada przecertyfikowane urządzenia zasilająco-manewrowe w różnych konfiguracjach, umożliwiając zasilanie urządzenia innym napięciem niż 6kV oraz zasilanie napędów o różnych mocach i napięciach znamionowych. Urządzenia te posiadają również możliwość zasilenia odbiorników trójfazowych i jednowazowych o napięciu znamionowym np. 230 V. Poniżej przedstawiono schemat ideowy urządzenia eksploatowanego w KWK JasMos.

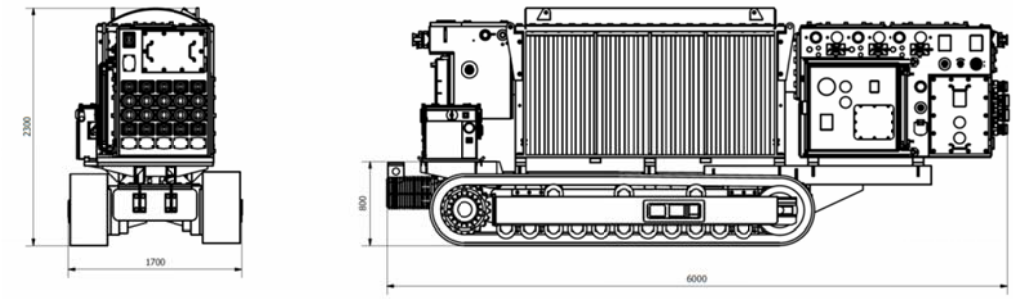


Rys. 1. Schemat ideowy urządzenia zasilająco manewrowego typu EH d31/d12 2100/6,0/1,0/W/III/02.21 z obwodami głównymi do 1000 V obsługujący potrzeby całego ścianowego kompleksu wydobywczego

4. WIDOK URZĄDZENIA I JEGO GABARYTY



Rys. 2. Widok mobilnego urządzenia zasilająco-manewrowego
typu EH d31/d12-2100/6,0/1,0/W/III/02.21



Rys. 3. Gabaryty mobilnego urządzenia zasilająco-manewrowego
typu EH-d31/d12-2100/6,0/1,0/W/III/02.21

5. PARAMETRY TECHNICZNE [2, 4]

Parametry techniczne	
Znamionowe napięcie strony GN	6000 V
Znamionowe napięcie strony DN	1000 V
Częstotliwość	50/60 Hz
Moc znamionowa	2100 kVA
Ilość torów rozłącznikowych	3
Ilość trójfazowych odpływów obwodów głównych (zabezpieczonych)	13
Znamionowy prąd ciągły pojedynczego odpływu	do 450 A
Masa urządzenia zasilająco-manewrowego	11000 kg
Masa podwozia gąsienicowego	7100 kg

WNIOSKI

Przed użytkownikami jak i producentami aktualna sytuacja w górnictwie stawia wyzwania powodujące działania niestandardowe i w pełni zoptymalizowane kosztowo. Obecnie użytkownicy coraz częściej oczekują urządzeń ściśle dedykowanych, spełniających wszelkie wymagania zamawiającego. Aktualnie obowiązujące przepisy górnicze i system obowiązkowej certyfikacji urządzeń nie sprzyjają szybkim działaniom dostosowania opracowanych wcześniej rozwiązań do oczekiwań potencjalnego klienta dlatego firma Elgór+Hansen certyfikuje produkty umożliwiając klientowi możliwość swobodnej konfiguracji urządzenia, w tym przypadku zasilająco-manewrowego. Takie podejście jest wymagane przez rynek a konstruowanie dedykowanych urządzeń, w tym konieczność utrzymania konkurencyjnej ceny urządzenia, wymuszają obniżenie kosztów bez obniżenia jakości wyrobów. Ten aspekt powoduje zastosowanie podobnych lub wręcz identycznych podzespołów o najwyższych parametrach technicznych w różnych konfiguracjach elektrycznych dedykowanych w produkowanych urządzeniach dla wymagających klientów.

Jedną z głównych korzyści zastosowania powyżej opisanego rozwiązania mobilnej stacji zasilająco-manewrowej to możliwość usytuowania urządzenia zasilającego (transformatora) w pobliżu odbiorników co korzystnie wpływa na warunki rozruchowe napędów, które wymagają zainstalowania silników o coraz większych mocach. W takim układzie mamy większą niezawodność i pewność zasilenia napędów dużej mocy z uwagi na mniejsze spadki napięcia, zwiększając tym samym żywotność zasilanych silników.

Zastosowanie mobilnego urządzenia zasilająco manewrowego przynosi dodatkowe korzyści zarówno ekonomiczne jak i organizacyjne (związane z prowadzeniem przebudowy aparatury elektrycznej). Kolejną korzyścią jest brak potrzeby stosowania przewodów oponowych od urządzenia zasilającego do zestawu manewrowego, ponieważ w tym przypadku jest to jedno mobilne urządzenie. Są to zarówno korzyści ekonomiczne oraz ruchowe z uwagi na mniejszą ilość zainstalowanych przewodów. Nie bez znaczenia jest również szybkość montażu zasilania kompleksu ścianowego, która ogranicza się do montażu przewodów odpływowych i sterowniczych. Jedno mobilne urządzenia zasilające cały kompleks wydobywczy daje nam prosty układ sterowania i zasilania ponieważ eliminujemy przewody miedzy poszczególnymi urządzeniami, które zwykle znajdują się w pociągu aparatury elektrycznej. Wszystkie ww. aspekty powodują że zminimalizowane jest ryzyko pojawienia się awarii nawet dla urządzenia zasilająco-manewrowego pracującego w bardzo trudnych warunkach górniczych.

Znaczącym atutem ruchowym jest fakt, iż duży ciężar jest posadowiony na spągu, co eliminuje nam problemy z podwieszaniem tak ciężkich urządzeń jak ognioszczelne stacje transformatorowe i ich przemieszczanie. Dzięki temu rozwiązaniu zostało osiągnięte maksymalne uproszczenie procesu przebudowy aparatury zasilającej jak i znaczące skrócenie jej czasu. Zwrotność mobilnej stacji zasilającej umożliwia nam również kształtowanie gabarytów przejścia w obrębie mobilnej stacji zasilająco-manewrowej, tzn. podczas normalnej pracy zwykle urządzenie jest umiejscowione bardzo blisko ociosu. Nowoczesne wyposażenie elektryczne oparte o nową serię zabezpieczeń elektroenergetycznych posiadających autokontrolę ich sprawności i przystosowanych do pracy przy jeszcze trudniejszych warunkach klimatycznych, umożliwia podłączenie do wielu systemów wizualizacji i monitoringu jak np. EH-MineView.

Biorąc pod uwagę ilość płaszczyzn, na których należy przygotować te dedykowane i jednocześnie produkowane nierzadko w ilościach jednostkowych wyroby można stwierdzić, że producenci maszyn i urządzeń dla przemysłu wydobywczego stoją przed nie lada wyzwaniem. Taka sytuacja stymuluje rozwój w głównej mierze producentom – liderom, a nie małym firmom, z niewielkim doświadczeniem, bez zaplecza finansowego, które to zapewnia chociażby

gwarancję właściwej jakości usług serwisu gwarancyjnego i pogwarancyjnego oraz umożliwienie bardzo szybkiej reakcji. Tylko firmy z dobrym zapleczem inżynierskim, technicznym, finansowym, firmy z doświadczeniem w branży mogą stabilnie działać na rynku i jednocześnie pozyskiwać zaufanie zakładów górniczych. Firma Elgór+Hansen posiada również wykwalifikowanych specjalistów świadcząc również usługi serwisu zdalnego z wykorzystaniem systemu EH-ServiceConnect.

Należy tutaj podkreślić, że każde z rozwiązań proponowanych dla zakładów górniczych spełnia wszelkie obostrzenia i kryteria doboru związane nie tylko w zakresie spełnienia parametrów technicznych z monitorowaniem i zdalną parametryzacją parametrów pracy, ale również w zakresie szkolenia obsługi i serwisu.

LITERATURA

[1] Elgór+Hansen S.A. – Karta katalogowa urządzenia zasilająco-manewrowego typu EH-d31/d12-2100/6,0/1,0/W/III/02.21.
[2] Elgór+Hansen S.A. – Instrukcja Obsługi i Bezpiecznego Użytkowania. Ognioszczelne urządzenie zasilająco-manewrowe typu EH-d31/d12-2100/6,0/1,0/W/III/02.21.
[3] Elgór+Hansen S.A. – Dokumentacja techniczno-ruchowa. Zintegrowany system sterowania kompleksu wydobywczego. KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" (2015 r.).
[4] Elgór+Zamet Sp. z o.o. – Instrukcja Obsługi i Bezpiecznego Użytkowania. Podwozie gąsienicowe EZ-PGB-2.
[5] Morawiec M., Jędruś T., Macierzyński D. – Aparatura budowy przeciwwybuchowej dedykowana do zasilania wysokowydajnych systemów odstawy urobku w podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny (KOMEL, 2011 r.).
[6] Macierzyński D., Stasiak I., Jędruś T. – Rola urządzeń zasilających w organizacji bezpieczeństwa eksploatacji maszyn i urządzeń górniczych (Problemy Bezpieczeństwa i Ochrony Zdrowia w Polskim Górnictwie, 2011 r.).
[7] Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych. Dz. U. 2002 nr 139, poz. 1169.
[8] Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 marca 2013 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy przy urządzeniach energetycznych. Dz. U. 2013, poz. 492.
[9] Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 22 grudnia 2005 r. w sprawie zasadniczych wymagań dla urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w przestrzeniach zagrożonych wybuchem. Dz. U. 2005 nr 263, poz. 2203.

Experience with Requirement Mobile Power Station in KWK Borynia-Zofiówka-Jastrzębie Ruch "JasMos"

The issues raised in this article relate to one of the product line of Elgór+Hansen S.A. Company, which is both a supply device and manoeuvring. This device with the progress of the longwall is moving by crawler track. Mobile power-manoeuvring supply device is always manufactured in configurations corresponding to the expectations of the customer, where in this described example it supplies all drives of longwall machines.

Analiza zagrożenia klimatycznego występującego w pokładzie 402 i 405 w partii K i L w perspektywie budowy klimatyzacji grupowej

Jan Drogoś
KWK „Halemba-Wirek”

Wiktor Sobota
KWK „Halemba-Wirek”

Krzysztof Kuś
KWK „Halemba-Wirek”

STRESZCZENIE: Referat dotyczy klimatyzacji grupowej wyrobisk w partii K i L w pokładzie 402 i 405 w południowej części obszaru górniczego KWK „Halemba-Wirek”.

Przeprowadzone prognostyczne obliczenia rozkładu temperatury w wyrobiskach eksploatacyjnych i drążonych przodkach wykazały, że konieczne będzie chłodzenie powietrza w wyrobiskach górniczych. Na podstawie analizy zagrożenia temperaturowego określono zapotrzebowanie mocy chłodniczej dla eksploatacji w partii K i L w pokładzie 402 i 405 obszaru górniczego KWK „Halemba-Wirek”.

System klimatyzacji wyrobisk będzie oparty na agregatach chłodniczych wytwarzających wodę lodową. Woda rozprowadzana będzie rurociągami do wodnych chłodnic powietrza zlokalizowanych w rejonach eksploatacji i prowadzonych robót przygotowawczych w partii K i L. Ciepło skraplania z agregatów chłodniczych odprowadzane będzie do wody z systemu odwadniania kopalni.

SŁOWA KLUCZOWE: Zagrożenie klimatyczne, klimatyzacja grupowa

1. WPROWADZENIE

Referat dotyczy realizacji przedsięwzięcia polegającego na likwidacji zagrożenia klimatycznego w KWK Halemba-Wirek dla planowanej eksploatacji w pokładach 402 i 405 w partii K i L na poziomie 830 m i 1030 m.

W podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny stale wzrasta głębokość prowadzonych robot górniczych, co powoduje wzrost zagrożenia klimatycznego. Głębokość eksploatacji w kopalniach węgla kamiennego wzrasta każdego roku średnio o około 8 m (planuje się prowadzić wydobycie na głębokościach 1200 m i niżej). Na wzrost zagrożenia klimatycznego mają wpływ również stosowane maszyny i urządzenia o coraz większych zain-

stalowanych mocach. Od ponad 10 lat z głębokości większej od 800 m wydobywa się ponad 35% węgla kamiennego.

W niedalekiej przyszłości roboty górnicze będą prowadzone w górotworze, którego temperatura pierwotna będzie sięgała 50°C, a zagrożenie klimatyczne może okazać się jednym z podstawowych zagrożeń decydujących o bezpieczeństwie górników i możliwości prowadzenia robót.

Oddziaływanie wysokich temperatur i dużej wilgotności na pracowników zatrudnionych w wyrobiskach podziemnych jest szkodliwe dla ich zdrowia i powoduje zmniejszenie wydajności pracy. Przeciążenie organizmu ludzkiego wywołane ciepłem ujemnie wpływa na sprawność fizyczną i koordynację ruchową oraz na zdolność do reagowania na sygnały świetlne, koncentrację i zdolność do podejmowania szybkich decyzji.

Na temperaturę organizmu ludzkiego mają wpływ nie tylko czynniki mikroklimatu, ale również metabolizm wewnętrzny organizmu określany przez wielkość wydatku energetycznego. W najlepszym przypadku tylko 25% energii wytworzonej przez ludzki metabolizm jest zamieniane na pracę mechaniczną, reszta energii przekształcana jest w ciepło potrzebne do podtrzymania procesów metabolicznych. Jednak zbyt wiele ciepła może przyczynić się do zakłócenia w funkcjonowaniu organizmu, powodując problemy zdrowotne takie jak zawały serca, osłabienie, wymioty, skurcze i odwodnienie organizmu. Aby zapobiec wzrostowi temperatury wewnętrznej organizmu pracowników, należy podjąć działania mające na celu skuteczniejszy odbiór ciepła z organizmu lub zmniejszyć wydatek energetyczny.

Największy udział w odprowadzeniu ciepła z organizmu ma parowanie, na którego wielkość wpływ ma przede wszystkim temperatura otoczenia, wilgotność i prędkość powietrza.

Prewencja dotycząca poprawy warunków klimatycznych powinna być ukierunkowana głównie na:

- stosowanie urządzeń chłodniczych,
- ograniczenie strumienia ciepła emitowanego z górotworu do wyrobisk górniczych przez ich termoizolację,
- kontrolowane ograniczanie nawilżania powietrza kopalnianego w wyniku ujmowania wody w kopalni do rurociągów lub innych zbiorników zamkniętych,
- ograniczenie emisji ciepła z maszyn i urządzeń, przewodów energetycznych zainstalowanych w wyrobiskach,
- zapewnienie intensywnej wentylacji; przy czym strumień objętościowy powietrza może być zdeterminowany zdolnością wentylacyjną kopalni oraz wpływem na inne zagrożenia naturalne, jak metanowe, pożarowe i pyłowe.

Ograniczenie trudnych warunków klimatycznych w kopalniach podziemnych jest możliwe jedynie przez kompleksowe zastosowanie wielu środków technicznych, w tym szczególnie: ograniczenia wilgotności powietrza kopalnianego, intensywnej wentylacji wyrobisk i stosowanie klimatyzacji (lokalnej, grupowej i centralnej).

W stosowanej obecnie koncepcji chłodzenia występuje tendencja chłodzenia powietrza w miejscach wyrobisk górniczych, gdzie znajdują się stanowiska pracy górników (rejon ścian wydobywczych i przodków) przez szerokie stosowanie przodkowych i ścianowych chłodnic lokalnych zasilanych z urządzeń zlokalizowanych w rejonach szybów lub na powierzchni (klimatyzacje grupowe, centralne).

2. ZAGROŻENIA KLIMATYCZNE, WDRAŻANIE SYSTEMÓW CHŁODNICZYCH A EFEKTY EKONOMICZNE KOPALŃ

Wybrane definicje związane z zagrożeniem klimatycznym:

- zagrożenie klimatyczne – ujemny wpływ temperatury i wilgotności powietrza na organizm ludzki,
- klimat dołowy – warunki panujące w wyrobiskach górniczych pod względem wilgotności, temperatury, szybkości przepływu powietrza oraz promieniowania cieplnego górotworu,
- mikroklimat kopalniany – sztuczny klimat wytworzony w kopalni przez klimatyzację podziemną dający tzw. komfort pracy,
- katastopień – jednostka ilość ciepła, która jest odbierana z powierzchni 1 cm^2 w jednej sekundzie przy temperaturze 36,5°C, służy do określana intensywność chłodzenia,
- katatermometr – przyrząd do pomiaru intensywności (natężenia) chłodzącego działania otoczenia, wywołanego wspólnym działaniem temperatury, prędkości i wilgotności powietrza.

Zasadniczym założeniem budowy układów klimatyzacji jest poprawa warunków klimatycznych związanych z wysoką temperaturą w eksploatowanych rejonach, wynikającą zarówno z głębokości eksploatacji, jak też mechanizacji urabiania, odstawy i transportu urobku. Układy klimatyzacji mają na celu wyeliminowanie bądź ograniczenie zagrożenia klimatycznego w określonych rejonach kopalni poprzez uzyskanie obniżenia temperatury i zmniejszenia wilgotności powietrza oraz poprawę warunków i komfortu pracy. Zgodnie z polskimi przepisami, praca jest dozwolona w pełnym wymiarze czasu (7,5 godziny), jeśli temperatura powietrza mierzona na termometrze suchym nie przekracza 28°C a intensywność chłodzenia nie jest mniejsza od 11 katastopni wilgotnych. Jeśli temperatura na termometrze suchym zawiera się w przedziale 28–33°C lub intensywność chłodzenia jest mniejsza od 11 katastopni wilgotnych, to obowiązuje skrócony czas pracy do 6 godzin. Tak więc wydłużenie czasu pracy można bezpośrednio przeliczyć na efekty ekonomiczne.

Efektem ekonomicznym zastosowania klimatyzacji jest obniżenie średniego jednostkowego kosztu oddziałów wydobywczych w wyniku wydłużenia efektywnego czasu pracy i zwiększenia wydobycia. Należy podkreślić, że w kopalniach, które wykorzystują klimatyzację grupową i centralną, następuje poprawa efektywności pracy (wydłużenia efektywnego czasu pracy, zmniejszenie obciążenia termicznego pracowników, zmniejszenia awaryjności maszyn). Ponadto w niektórych rejonach bez wprowadzenia klimatyzacji nie byłoby możliwości prowadzenia eksploatacji z uwagi na wysoką temperaturę przekraczającą temperaturę dopuszczalną przepisami (powyżej 33°C).

3. ZAGROŻENIE TEMPERATUROWE, PROGNOZA WARUNKÓW KLIMATYCZNYCH I OKREŚLENIE ZAPOTRZEBOWANIA NA MOC CHŁODNICZĄ DLA ROBÓT GÓRNICZYCH W PARTII K i L W POKŁADZIE 402 i 405

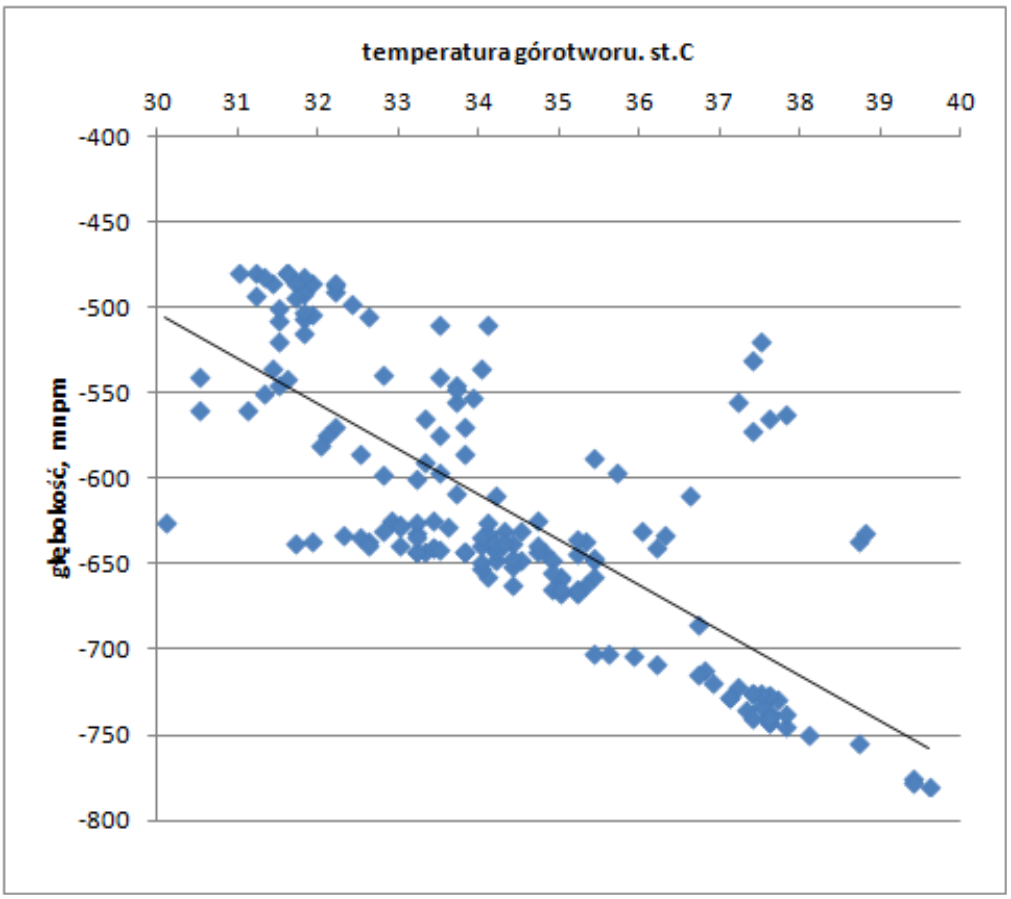
3.1. *Temperatura pierwotna skał w południowej części obszaru górniczego*

Rozkład temperatury pierwotnej górotworu w KWK „Halemba-Wirek” zamieszczono w tabeli 3.1. Wielkości te uzyskano z interpolacji wyników pomiarów prowadzonych w wyrobiskach górniczych kopalni.

Tabela 3.1. Zestawienie temperatur pierwotnych górotworu w KWK „Halemba-Wirek”
Table 3.1. The beginning temperatures of the rocks in the “Halemba-Wirek” mine

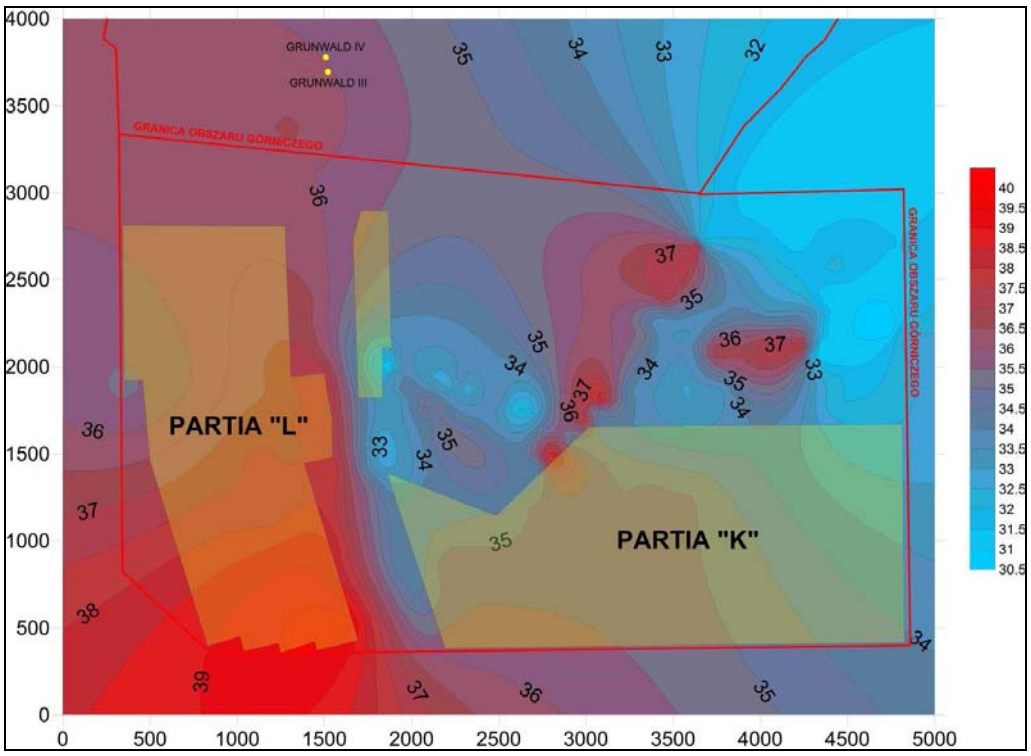
Poziom	Głębokość [m n.p.m.]	Temperatura pierwotna górotworu [°C]
830 m	-550	33,5
1030 m	-750	37,4

Wyniki pomiarów temperatury pierwotnej zostały przedstawione na wykresie w funkcji głębokości (rys. 3.1).



Rys. 3.1. Wyniki pomiarów temperatury pierwotnej skał
Figure 3.1. The results of the beginning temperature measuring

Korzystając ze średniego stopnia geotermicznego wykonano mapę izolinii temperatury pierwotnej skał w pokładzie 402 i 405 w partii K i L. Mapa ta jest przedstawiona na rysunku 3.2.



Rys. 3.2. Mapa izolinii temperatury pierwotnej skał (°C) w partii K i L
Figure 3.2. The map of the beginning temperature isoline in the K and L region

Na podstawie zamieszczonych wyników można stwierdzić, że w KWK „Halemba-Wirek" eksploatacja w pokładzie 402 i 405 w partii K i L wiązać się będzie z wystąpieniem zagrożenia temperaturowego i pogorszeniem warunków klimatycznych na stanowiskach pracy. Brak schładzania powietrza może spowodować przekroczenie temperatury 33°C w wyrobiskach ścianowych i drążonych chodnikach, co uniemożliwi prowadzenie eksploatacji. W celu określenia temperatury powietrza w projektowanych wyrobiskach górniczych wykonano prognozę temperatury i stopnia zwilżenia powietrza z uwzględnieniem temperatury w rejonach istniejących.

3.2. *Pomiary mikroklimatu powietrza kopalnianego i zapotrzebowanie na moc chłodniczą*

Podczas przepływu powietrza przez wyrobiska kopalniane wskutek procesów wymiany masy i energii z otoczeniem, następują zmiany jego parametrów. Czynnikami kształtującymi parametry klimatyczne powietrza kopalnianego są przede wszystkim:

- zmiana entalpii powietrza w wyniku sprężania lub rozprężania w polu sił ciężkości,
- wymiana ciepła między górotworem, a przepływającym powietrzem,
- wymiana wilgoci i zmiany stanu skupienia wilgoci w powietrzu,
- ciepło wydzielane z maszyn na wskutek tarcia oraz z urządzeń elektrycznych zainstalowanych w wyrobisku,

- ciepło wywiązujące się podczas reakcji utleniania węgla oraz innych skał,
- wymiana ciepła i masy z rurociągami i mechanizmami napędzanymi sprężonym powietrzem,
- ciepło oddawane do powietrza przez transportowany urobek.

W celu oceny wpływu lokalnych źródeł ciepła i wilgoci na parametry mikroklimatu powietrza kopalnianego analizowano wyniki pomiarów klimatycznych w wyrobiskach z grupowymi i rejonowymi prądami powietrza. Do analizy zagrożenia temperaturowego wykorzystano wyniki pomiarów mikroklimatu wykonane przez służby wentylacyjne.

Na podstawie posiadanych dokumentacji prognozuje się, że dla drążenia wyrobisk ślepych w partii K i L w pokładzie 402 i 405 konieczne będzie zastosowanie jednej chłodnicy powietrza o mocy minimum 300 kW na każde rozpoczęte 500 m wyrobiska.

W oparciu o prognozowaną temperaturę powietrza określono zapotrzebowanie na moc chłodniczą w oddziałach wydobywczych w trakcie prowadzenia eksploatacji. Dla eksploatacji ścian w zależności od ich wybiegu zapotrzebowania na moc chłodniczą wyniesie od minimum 1200 do 1800 kW.

Sumaryczne zapotrzebowanie mocy chłodniczej dla jednego pokładu utrzymuje się na średnim poziomie 2000-4000 kW. Przyjmuje się, że po uwzględnieniu strat ciepła minimalna moc agregatów chłodniczych, dla utrzymania odpowiednich warunków klimatycznych jednocześnie w dwóch rejonach powinna wynosić minimum 6000 kW.

4. KONCEPCJA ROZWIĄZANIA KLIMATYZACJI DLA PARTII K I L

Zgodnie z prognozą warunków klimatycznych obciążenie chłodnicze wyrobisk (zapotrzebowanie na moc chłodniczą) będzie wynosić:

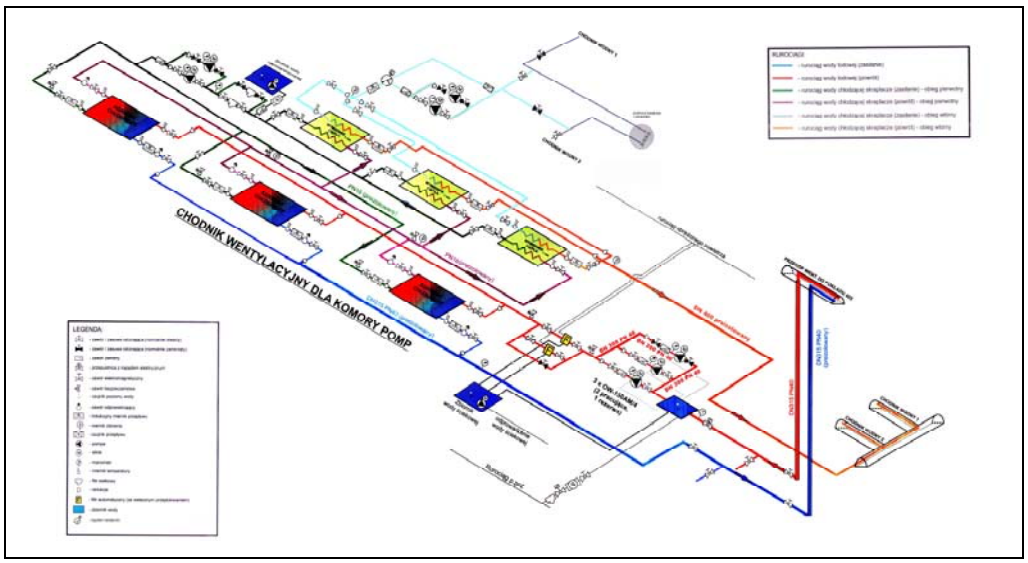
- 5,2 MW w celu odbioru ciepła w rejonach eksploatacyjnych,
- 6,0 MW po uwzględnianiu strat ciepła związanych z przepływem wody lodowej rurociągami pomiędzy agregatami chłodniczymi, a wodnymi chłodnicami powietrza zlokalizowanymi w rejonach eksploatacyjnych (dla lokalizacji agregatów chłodniczych na podszybiu szybu wdechowego na poziomie 1030 m).

Zakłada się, że powietrze dopływające do wyrobisk ścianowych oraz chodnikowych schładzane będzie przy pomocy wodnych chłodnic powietrza pracujących w instalacji klimatyzacji wyrobisk górniczych. Ogólna zasada pracy układu chłodniczego polega na kierowaniu wody lodowej ochładzanej w parownikach agregatów chłodniczych za pomocą rurociągów preizolowanych do wodnych chłodnic powietrza. Po odbiorze ciepła w chłodnicach powietrza woda powraca nieizolowanymi rurociągami do agregatów chłodniczych, gdzie zostaje ponownie ochłodzona.

Z uwagi na założenie odprowadzenia całego ciepła skraplania do wody dołowej pompowanej w sposób ciągły na powierzchnię kopalni poprzez wymiennik ciepła rozpatruje się następującą koncepcję budowy układu dla klimatyzacji wyrobisk górniczych w partii K i L w pokładzie 402 i 405:

- Etap I – budowa agregatów chłodniczych o łącznej mocy min. 4,0 MW dla potrzeb udostępnienia i eksploatacji pokładu 405/L,
- Etap II – rozbudowa stacji agregatów chłodniczych do łącznej mocy min. 6,0 MW dla potrzeb udostępnienia i eksploatacji pokładu 402/K.

Łączna moc zabudowanych agregatów chłodniczych będzie wynosić 6,0 MW skutkiem czego będzie konieczność odprowadzenie ciepła skraplania w ilości 7,8 MW do wody dołowej pompowanej w sposób ciągły na powierzchnię kopalni poprzez wymiennik ciepła. Na rysunku 4.1 przedstawiono schemat ideowy zabudowy urządzeń chłodniczych, naniesiono urządzenia zabudowane na stanowisku agregatów chłodniczych, zestawy pompowe, układy filtrów, oraz armaturę konieczną do zabudowania.



Rys. 4.1. Schemat ideowy zabudowy urządzeń chłodniczych
Figure 4.1. The scheme of the cooling devices system

Planuje się zabudowę minimum trzech agregatów chłodniczych o mocy 2,0 MW każdy (razem 6,0 MW), które będą zlokalizowane na stanowisku agregatów chłodniczych na poziomie 1030 m w chodniku wentylacyjnym dla komory pomp. Mając na uwadze harmonogram ro-bót górniczych planuje się w I etapie zabudowę agregatów chłodniczych o mocy 4,0 MW w latach 2016-2017. Natomiast w latach 2017-2018 w II etapie należy dobudować jeden agregat chłodniczy o mocy 2,0 MW. Przyjęto takie rozwiązanie z uwagi na harmonogram eksploatacji, zapotrzebowanie mocy chłodniczej oraz rozłożenie ciężaru nakładów finansowych.

Warunkiem rozbudowy klimatyzacji do etapu drugiego, tj. 6,0 MW będzie konieczność zapewnienie dopływu wody chłodzącej dołowej pompowanej w sposób ciągły na powierzchnię kopalni w ilości minimum 12,0 m^3/minutę. W przypadku braku odpowiedniej ilości wody chłodzącej dołowej (poniżej 12,0 m^3/minutę), koszt rozbudowy klimatyzacji grupowej zdecydowanie wzrośnie. W takim przypadku należy przeanalizować zasadność budowy układu klimatyzacji centralnej na powierzchni.

Uwzględniając harmonogram eksploatacji w partii K i L w pokładzie 402 i 405 w I etapie na lata 2016-2017 zaprojektowano układ klimatyzacji wyrobisk o mocy chłodniczej 4,0 MW z odprowadzeniem ciepła skraplania poprzez wymiennik ciepła do wody dołowej. Dla projektowanej instalacji klimatyzacji przewiduje się chłodzenie powietrza w wyrobiskach w partii L

pokładu 405. Wówczas drążone będą wyrobiska przygotowawcze dla ścian w pokładzie 405 w partii L a od roku 2018 prowadzona będzie eksploatacja.

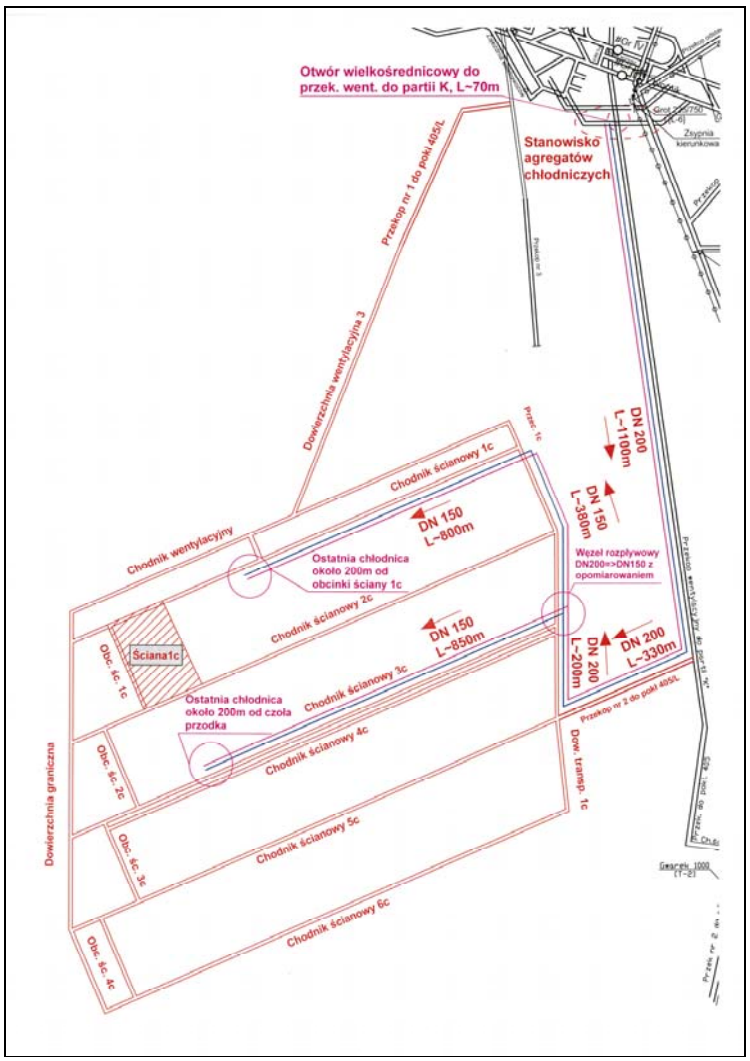
W II etapie w latach 2017-2018 przewiduje się zabudowę dodatkowego agregatu/ów chłodniczych o mocy 2,0 MW na podszybiu poziomu 1030 w chodniku wentylacyjnym dla komory pomp. Agregaty chłodnicze o mocy 3x2,0 MW będą zlokalizowane na poziomie -784 m n.p.m. Chłodnice powietrza w rejonach eksploatacji będą zlokalizowane na maksymalnym poziomie -600 m n.p.m. (czyli powyżej punktu lokalizacji agregatów chłodniczych).

Cały układ chłodzenia składać się będzie z trzech obiegów: obiegu parownika, skraplacza i czynnika chłodniczego. W obiegu parownika woda lodowa będzie przepływać pomiędzy agregatami chłodniczymi (3x2000 kW), a chłodnicami powietrza (18x300 kW) w rejonach robót górniczych. W parownikach agregatów chłodniczych woda będzie ochładzana do temperatury 3°C. Następnie schłodzona woda preizolowanym rurociągiem będzie kierowana do chłodnic powietrza osiągając temperaturę około 6°C w rejonach eksploatacyjnych. Po odebraniu ciepła nieizolowanym rurociągiem woda o temperaturze około 18°C powracać będzie z rejonu eksploatacji do parowników agregatów chłodniczych. W celu zapewnienia odbioru ciepła w chłodnicy powietrza na poziomie 300 kW należy doprowadzić wodę lodową w ilości 5,95 kg/s (21,43 m^3/h). W obiegu parowników agregatów chłodniczych o mocy 3x2,0 MW natężenie masowe wody lodowej będzie więc wynosić 107,14 kg/s (385,7 m^3/h). W parownikach agregatów chłodniczych czynnik chłodniczy odbiera ciepło od wody, a następnie jest sprężany i kierowany do skraplaczy. Skraplanie czynnika chłodniczego związane jest z oddawaniem ciepła skraplania do wody obiegu skraplacza. Dalej czynnik chłodniczy ulega rozprężeniu i odparowuje w parowniku. Proces zmian stanu skupienia czynnika chłodniczego powtarza się cyklicznie. W obiegu skraplacza po odebraniu ciepła w skraplaczach agregatów chłodniczych woda kierowana będzie rurociągiem preizolowanym do wymiennika ciepła wody dołowej. Stanowisko wymienników ciepła wody dołowej zlokalizowane będzie w sąsiedztwie agregatów w chodniku wentylacyjnym dla komory pomp. W dołowych wymiennikach ciepła będzie odbierane 7800 kW ciepła skraplania. Natężenie masowe wody chłodzącej będzie wynosić 186,0 kg/s (669 m^3/h). Ciepło oddawane będzie do wody dołowej powodując wzrost jej temperatury od poziomu 25°C do 40°C.

5. RUROCIĄGI, CHŁODNICE POWIETRZA I UKŁADY REJESTRUJĄCO-POMIAROWE INSTALACJI KLIMATYZACJI DLA PARTII K I L

Obieg parownika stanowić będzie sieć rurociągów, które będą zabudowane pomiędzy agregatami chłodniczymi, a wyrobiskami w rejonie eksploatacji w pokładzie 402 i 405. Dla mocy chłodniczej równej 6,0 MW strumień wody chłodzonej wynosić będzie 107,14 kg/s (385,7 m^3/h). Średnice rurociągów dobrane zostaną dla średniej prędkości przepływu wody 1,2 m/s. Z przeprowadzonych obliczeń wynika, że dla przeniesienia mocy chłodniczej 6,0 MW należy zastosować rurociąg o średnicy DN200 i DN300. Z uwagi na to, że w układzie klimatyzacji przewiduje się możliwość przekazywania mocy chłodniczej pomiędzy partiami K i L, przewiduje się wyższą średnice rurociągów równą DN300. Rozprowadzenie wody lodowej w poszczególnych partiach będzie realizowane przez rurociągi o średnicy DN200. W układzie klimatyzacji będą zastosowane rurociągi z tworzywa sztucznego (laminatów poliestrowo-szklanych), które charakteryzują się małym współczynnikiem chropowatości. Rurociągom stalowym o średnicy, DN300 odpowiadają rurociągi z tworzywa sztucznego (laminatów poliestrowo-szklanych) o średnicy 315 mm. Dla rozprowadzenie wody lodowej w partii K i L w pokładzie 402 i 405 należy zabudować na zasilaniu i powrocie rurociąg 315 oraz 200 mm preizolo-

wany i nieizolowany. Rurociągi na odgałęzieniach do rejonów eksploatacyjnych posiadać będą średnicę 160 mm tak dobraną, aby prędkość przepływu wody nie przekraczała 2,0 m/s. Wszystkie rurociągi stanowiące doprowadzenie wody lodowej do chłodnic powietrza będą wykonywane, jako preizolowane. Rurociągi wody lodowej (powrotnej) powracającej od chłodnic powietrza do agregatów chłodniczych prowadzone będą w wyrobiskach równolegle do rurociągów zasilających. Średnice rurociągów powrotnych będą identyczne jak zasilających. Wszystkie rurociągi stanowiące powrót wody lodowej do stanowiska agregatu będą wykonywane, jako nieizolowane. Na rysunku 5.1 przedstawiono schemat rozprowadzenia rurociągów wody lodowej w I etapie dla pokładu 405 w partii L.



Rys. 5.1. Schemat rozprowadzenia rurociągów dla pokładu 405 w partii L
Figure 5.1. The scheme of the water pipelines spread for the 405 L lawyer

Chłodzenie powietrza w rejonach eksploatacji realizowane będzie przez umieszczenie trzech chłodnic połączonych równolegle rurociągiem przed wlotem do ściany. Pierwsza chłodnica musi być zlokalizowana jak najbliżej frontu ściany, w odległości nie większej niż 200 m. Wraz z postępem ściany chłodnice powietrza winny być tak przebudowywane, aby zachować tą odległość. Układ klimatyzacji zaprojektowano w oparciu o chłodnice powietrza o nominalnej mocy chłodniczej równej 300 kW. W każdej chłodnicy, w celu pokonania oporów przepływu powietrza przez układ wężownic, należy zainstalować wentylator przystosowany do współpracy z daną chłodnicą powietrza. Zakłada się zabudowę 18 chłodnic powietrza o mocy 300 kW.

Na rozgałęzieniach od rurociągów magistralnych zabudowane będą trójniki zakończone zaworami odcinającymi i zaślepkami. W rurociągach magistralnych pomiędzy wodą zimną i powrotną zabudowane będą „spinki" z zamkniętym zaworem odcinającym. W celu ograniczenia wzrostu ciśnienia wody w rurociągach oraz uniknięcia konieczności wyłączania pomp obiegowych „spinki" spełniać będą rolę „upustu bezpieczeństwa" w przypadku awarii lub przebudowy chłodnic powietrza w danej partii. Umożliwią one wyłączanie chłodnic w całym rejonie eksploatacji bez konieczności wyłączania układu klimatyzacji.

W rurociągach odgałęźnych znajdować się będą stacje pomiarowo-sterujące zakończone zaworami odcinającymi. Układ monitoringu składać się będzie z dwóch przetworników temperatury i przepływomierza na rurociągu z wodą zimną zasilającą chłodnice. Rozpływ wody do poszczególnych rejonów będzie regulowany za pomocą zaworów regulacyjnych na rurociągach odgałęziających się od rurociągu magistralnego. Zawory regulacyjne zabudowane będą na rurociągu zasilającym (preizolowanym). Po stronie wody powrotnej (rurociąg nieizolowany) zabudowany będzie zawór odcinający. Przepływomierze współpracować będą również z miernikami temperatury. Mierniki temperatury zabudowane będą w obu rurociągach (zasilającym i powrotnym). Układ dokonując pomiaru przepływu wody oraz pomiaru temperatur oblicza moc chłodniczą w danym punkcie obiegu wody lodowej. Układ ten współpracował będzie z systemem wizualizacji i rejestrował będzie przepływ wody, temperaturę i moc chłodniczą. Monitoring przepływu realizowany będzie w kilku punktach sieci rurociągów obiegu wtórnego. Dodatkowo przepływomierz indukcyjny oraz mierniki temperatury wody zabudowane będą na wlocie do wszystkich chłodnic, a na wylocie z chłodnic mierniki temperatury.

PODSUMOWANIE

W chwili obecnej dla zapewnienia odpowiednich warunków klimatycznych w wyznaczonych rejonach stosuje się chłodziarki lokalne o łącznie zainstalowanej mocy przekraczającej 3MW. Ich mała moc jednostkowa oraz ograniczenia eksploatacyjne (duża ilość zużywanej wody), eliminują możliwość ich zastosowania na większą skalę dla planowanej w przyszłości eksploatacji.

Na podstawie zamieszczonych wyników można stwierdzić, że w KWK „Halemba-Wirek" eksploatacja w pokładzie 402 i 405 w partii K i L wiązać się będzie z wystąpieniem zagrożenia temperaturowego i pogorszeniem warunków klimatycznych na stanowiskach pracy. Brak schładzania powietrza może spowodować przekroczenie temperatury 33°C w wyrobiskach ścianowych i drążonych chodnikach, co uniemożliwi prowadzenie robót górniczych.

Budowa układu klimatyzacji grupowej na poziomie 1030 m jest jednym z najważniejszych przedsięwzięć inwestycyjnych kopalni w najbliższych latach. Zapewnienie wystarczającej ilości chłodu pozwoli prowadzić roboty przygotowawcze, osiągnąć zamierzony poziom wydobycia oraz zminimalizować w tej części kopalni zagrożenie klimatyczne.

The Analysis of the Climatic Threat in the Coal Lawyer 402 and 405 in the Regions K and L in the Prospective of the Collective Air-Conditioning Construction

The paper talks about the collective air-conditioning of the headings and the longwalls in the regions K and L in the southern district of the “Halemba-Wirek” mine. According to the research applying to the temperature scheme in the exploiting headings and longwalls it shown that the air-cooling in the coal-headings is highly necessary. Basing on the temperature thread analysis the need of the air-conditioning power for the headings and the longwalls in the K and L regions was estimated. The air-conditioning system for the headings and the longwalls will be based on the cooling units producing icy water. The water will be sent by water pipelines to the air-cooling radiators located in the headings and the longwalls situated in the exploiting regions K and L. The temperature of the condensation from the cooling units will be sent to the mine dewatering system.

Kierunki działań badawczych określających procedurę wdrożenia technologii ścianowej do eksploatacji rudy miedzi w warunkach podziemnej kopalni miedzi

Marek Czechowski
KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze Lubin

Grzegorz Hendrykowski
KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze Lubin

Rafał Nowakowski
KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze Lubin

Mirosław Lewicki
KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze Lubin

STRESZCZENIE: Wydzielono obszary wiedzy niezbędne do określenia zakresu działań badawczych. Wyznaczono centra badawcze posiadające doświadczenie i wiedzę w zakresie mechanicznego urabiania ośrodków skalnych. Sprecyzowano potencjalne obszary wydobycia pod kątem urabialności skał złożowych oraz wyznaczono istotność zakresu badań zmierzających do określenia własności fizyko-mechanicznych skał. Badania nad narzędziami urabiającymi, sposobami ich mocowania oraz konstrukcjami organów urabiających prowadzono w warunkach laboratoryjnych oraz in situ. Obszar tych działań obejmował badanie urabialności skał nożem promieniowym oraz narzędziem dyskowym statycznym i udarowym. Wykorzystano modele teoretyczne i numeryczne procesu urabiania ośrodka skalnego. Wyniki badań pozwoliły wyznaczyć najbardziej korzystne parametry konstruowanych kombajnów urabiających silnie zwięzłe ośrodki skalne w technologii ścianowej.

SŁOWA KLUCZOWE: Procedury badawcze, urabianie mechaniczne, skały silnie zwięzłe

Directions of Research Activities Defining the Procedure of Implementation of Longwall Technology in Exploitation of Copper Ore in the Conditions of Underground Copper Mine

Areas of expertise vital for defining the scope of research activities were separated. Research centers that have experience and knowledge in the field of rocks mechanical quarrying were appointed. Potential areas of extraction at an angle of lode rocks mechanic quarrying were specified and relevance of scope of research that lead to define physico-mechanical properties of rocks was pinpointed. The research upon mining tools, ways of having them fastened and constructions of mining cutters was conducted both in laboratory and *in situ*. The scope of these actions included test of the ability of rocks to be quarried with a radial blade and static and activated cutting disc. Theoretical and numerical models of rock quarrying process were used. Results of research conducted let define most profitable parameters of mining machines that quarry highly dense rocks in the longwall technology.

KEYWORDS: Research process, mechanical quarrying, highly dense rocks

Innowacyjny sterownik sygnalizacji szybowej ELSHAFT-15
ELSHAFT-15 Innovative Shaft Signalling Controller

Edward Cieślar, Jarosław Zawada
Jan Kaleta, Adam Holik
Elektrometal S.A.

STRESZCZENIE: W referacie przedstawione zostaną założenia konstrukcyjne oraz uzyskane parametry nowego sterownika sygnalizacji szybowej. Omówione zostaną poszczególne moduły sterownika wraz z przyjętymi w nich rozwiązaniami sprzętowymi i programowymi. Zostaną również przedstawione zastosowania sterownika w znanych rodzajach instalacji sygnalizacji szybowej. Omówione zostaną przewidywane zastosowanie w kopalniach krajowych i zagranicznych. Przedstawione zostaną również możliwości współpracy z urządzeniami innych producentów. Dotyczy to w szczególności nadrzędnych sterowników PLC współpracujących przy użyciu protokołów komunikacyjnych takich jak MODBUS czy PROFIBUS.

ABSTRACT: In the paper are presented basic design assumptions and achieved parameters of the new shaft signaling controller. The basic modules are described in it with the technical solutions used for it. The description of possible application in Polish and foreign mines will be presented. The interconnection with other producers' devices will be described. The connection to the main PLC controllers with use of MODBUS and PROFIBUS communication protocols will be addressed.

SŁOWA KLUCZOWE: Sterownik programowalny, PLC, sygnalizacja szybowa
KEYWORDS: Programmable controller, PLC, mine shaft signalling

1. WPROWADZENIE

1.1. *Podstawowe założenia*

W trakcie realizacji instalacji szybowych wspólnie z naszymi partnerami krajowymi i zagranicznymi zauważyliśmy, że istnieje możliwość optymalizacji stosowanych układów sygnalizacji szybowych.

Znacznym utrudnieniem we wszystkich instalacjach szybowych jest konieczność zasilania urządzeń wchodzących w skład sygnalizacji szybowej z zasilaczy umieszczonych w pomieszczeniach nadszybia co wymusza znaczne długości przewodów zasilających. Skutkuje to znacznym stratami mocy. Dla ograniczenia tych strat kluczowa staje minimalizacja mocy stosowanych urządzeń sygnalizacyjnych. Brak takiej optymalizacji powoduje konieczność stosowania przewodów o zwiększonym przekroju i większej ilości zasilaczy. Optymalizację systemu zasilania utrudnia oczywiście konieczność zachowania iskrobezpieczeństwa układów, co ogranicza paletę możliwych rozwiązań i obniża sprawność energetyczną urządzeń.

Dodatkowym wyzwaniem jest konieczność wykrywania uszkodzeń i odporności na uszkodzenia. Przyjęto założenie, że w opracowanym sterowniku praktycznie dowolne uszkodzenie

zostanie wykryte, a większość pojedynczych uszkodzeń nie spowoduje zatrzymania normalnej pracy.

W związku z tym, że w podstawowym zastosowaniu sterownik pełni funkcje zdalnych wejść/wyjść przyjęto jako założenie możliwość pełnej integralności sterownika w istniejących systemach automatyki. Sterownik charakteryzuje się różnorodnością interfejsów sprzętowych i programowych.

1.2. *Przyjęte rozwiązania techniczne*

Powyższe założenia wpłynęły na wybór następujących rozwiązań konstrukcyjnych [1]:

- Każdy moduł sterownika jest wyposażony w wyświetlacz LCD w celu uproszczenia uruchamiania i skrócenia czasu działań serwisowych.
- Algorytm działania realizowany jest przez sterownik na nadszybiu (standardowy PLC).
- Sterownik na danym poziomie kopalni pełni funkcję modułu zdalnych wejść/wyjść dla sterownika nadrzędnego.
- Sterownik przystosowany jest do komunikacji za pomocą potencjalnie dowolnych protokołów komunikacyjnych. Sprzęt umożliwia łatwa implementacją protokołów takich jak Profibus, czy Modbus dzięki zastosowaniu najnowszych mikrokontrolerów oraz układów logiki programowalnej.
- Czas reakcji układu sterowania skrócono do minimum dzięki zastosowaniu nowoczesnych rozwiązań sprzętowych i programowych.
- Przyjęto, że możliwe jest zbudowanie sterownika, zasilanego za pomocą jednego zasilacza iskrobezpiecznego, w którym zabudowano do 256 wejść i do 256 wyjść. Dalsza rozbudowa jest możliwa dzięki separującemu modułowi zasilającemu i dodatkowym zasilaczom.
- Przyjęto zasadę minimalizacji typów modułów przy zachowaniu ich uniwersalności.
- Zasilanie realizowane jest za pomocą zasilaczy iskrobezpiecznych umieszczonych w budynku nadszybia. Daje to zwiększenie pewności zasilania w szczególności w sytuacjach awaryjnych.
- Niezawodność została podwyższona dzięki możliwości redundancji kabli transmisyjnych w szybie. Redundancja została też zastosowana w kluczowych podzespołach sterownika.
- Możliwe jest wykonanie sterownika jako dwuadresowego oraz wyniesienie we/wy danego sterownika na inny poziom.
- Istnieje możliwość łączenia sterowników za pomocą kabli światłowodowych i teletechnicznych. Kable światłowodowe mogą być zarówno jedno- jak i wielomodowe.
- Sterownik montowany jest w standardowych obudowach OBIU-XX/XXX oraz PSU-XX/XXX lub innych certyfikowanych rozwiązaniach.
- Wszystkie podzespoły spełniają wymagania górnicze oraz zasadnicze wymagania odpowiednich Dyrektyw Nowego Podejścia.

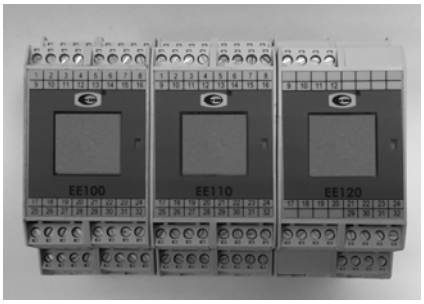
2. MODUŁY STEROWNIKA

2.1. *Budowa mechaniczna*

Rysunek 1 przedstawia zestaw modułów sterownika ELSHAFT-15. Zastosowana obudowa posiada niezależną magistralę wewnętrzną, co ułatwia łączenie i wymianę modułów. Zastosowa-

ne w magistrali wewnętrznej rozwiązania ułatwiają automatyczne adresowanie. Dzięki niemu nie jest konieczna dodatkowa konfiguracja modułów przed ich wymianą.

Zastosowana obudowa charakteryzuje się wysoką niezawodnością, sprawdzoną w wielu aplikacjach górniczych (ELSAP-05/12). Standardowe oprogramowanie sterownika realizuje funkcjonalność zestawu wyniesionych wejść/wyjść dla sterownika nadrzędnego. Istnieje oczywiście możliwość realizacji innych funkcji sterownika przez opracowanie dedykowanego oprogramowania aplikacyjnego.



Rys. 1. Zestaw modułów sterownika ELSHAFT-15
Figure 1. ELSHAFT-15 Set of Modules

2.2. *Dostępne moduły*

Sterownik może być wyposażony w następujące moduły:

Moduł EE100 [2] – 16 izolowanych wyjść (styk elektroniczny).

W module zastosowano separację każdego wyjścia. Zastosowano nowoczesne rozwiązanie z separacją optyczną, dzięki czemu udało się uzyskać bardzo niski pobór energii.

Na wyświetlaczu możliwa jest obserwacja stanu wyjść oraz adresu modułu.

Tabela 1. Parametry modułu EE100
Table 1. EE100 module parameters

Nazwa parametru	Wartość
Napięcie zasilania [V]	3,3
Maksymalny prąd zasilający [mA]	58
Liczba wyjść [-]	16
Oznakowanie	Ex I M1 Ex ia I Ma

Moduł EE110 [3] – 16 wejść dwustanowych z kontrolą uszkodzenia przyłącza

W module zabudowano obwody wejściowe wyposażone w rezystancyjną kontrolę uszkodzenia przewodu łączącego urządzenie wejściowe ze sterownikiem. Zastosowany obwód został zoptymalizowany w zakresie zużycia energii. Taki rodzaj kontroli w stosunku do rozwiązania diodowego charakteryzuje się możliwością wykrawania zarówno zwarć jak i przerw przyłącza.
Na wyświetlaczu możliwa jest obserwacja stanu wejść oraz adresu modułu.

Tabela 2. Parametry modułu EE110
Table 2. EE110 module parameters

Nazwa parametru	Wartość
Napięcie zasilania [V]	3,3
Maksymalny prąd zasilający [mA]	13
Liczba wejść [-]	16
Oznakowanie	Ex I M1 Ex ia I Ma

Moduły EE120 i EE121 [4] [5] – moduły zasilania.

Moduły pozwalają na zasilenie dowolnej konfiguracji modułów dla rzeczywistych rozwiązań systemowych sterownika. Dzięki zastosowaniu najnowszych układów przetwarzania energii uzyskano wysoka sprawność zasilania w szerokim zakresie napięć wejściowych i prądów wyjściowych.

Moduł EE120 wyposażony jest w wyświetlacz umożliwiający obserwację wartości napięcia i prądu wejściowego oraz napięcia wyjściowego. Moduł EE121 nie posada wyświetlacza, a stan napięcia wejściowego i wyjściowego przedstawiają diody LED.

Tabela 3. Parametry modułu EE120
Table 3. EE120 module parameters

Nazwa parametru	Wartość
Napięcie zasilania [V]	14–25
Maksymalny prąd zasilający [mA]	250
Napięcie wyjściowe [V]	3,3
Maksymalny prąd wyjściowy [mA]	800
Oznakowanie	Ex I M1 Ex ia I Ma

Tabela 4. Parametry modułu EE121
Table 4. EE121 module parameters

Nazwa parametru	Wartość
Napięcie zasilania [V]	3,3
Maksymalny prąd zasilający [mA]	190
Napięcie wyjściowe [V]	3,3
Maksymalny prąd wyjściowy [mA]	150
Oznakowanie	Ex I M1 Ex ia I Ma

Moduł EE140 – kontroler lokalny, porty transmisyjne.

Główny moduł sterownika umożliwia podłączenie go do sterownika nadrzędnego za pomocą łącza RS485 lub łącza światłowodowego. Możliwe jest alternatywne wykonanie modułu wyposażonego w transmisję światłowodową jedno- lub wielomodową.

Możliwe jest podłączenia sterowników pracujących zarówno w oparciu o protokół Modbus i Profibus.

Wyświetlacz LCD modułu oraz uproszczona klawiatura pozwala na podstawową konfigurację sterownika.

Tabela 5. Parametry modułu EE140
Table 5. EE140 module parameters

Nazwa parametru	Wartość
Napięcie zasilania [V]	3,3
Maksymalny prąd zasilający [mA]	250
Liczba łączy światłowodowych jednomodowych [-]*	2
Liczba łączy światłowodowych wielomodowych [-]*	2
Liczba łączy RS485 [-]	2
Oznakowanie	Ex I M1 Ex ia I Ma

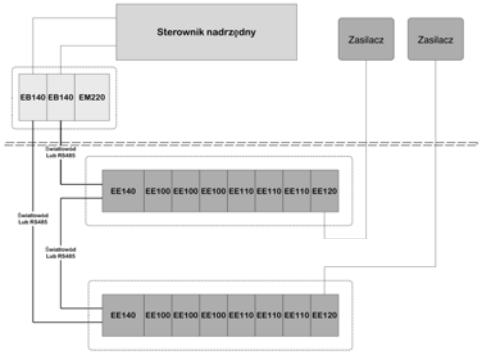
*w zależności od wykonania

3. PRZYKŁADOWE KONFIGURACJE STEROWNIKA

Rysunki 2 do 4 przedstawiają różne możliwości zestawienia modułów sterownika ELSHAFT-15.

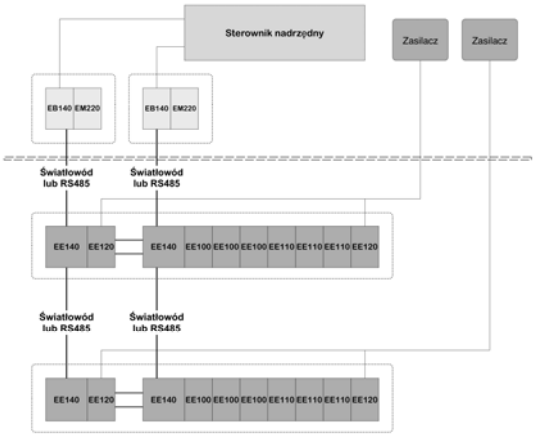
W przedstawionych konfiguracjach pokazano różne rozwiązanie redundancji realizowanych funkcji sterownia.

Podstawowym sposobem rezerwowania jest doprowadzenie danych do każdego sterownika dwoma drogami. Rysunek 2 przedstawia schemat układu sterowania, w którym przedstawiono dwa transmisyjne tory kablowe w szybie. Umożliwia to niezakłóconą pracę układu sygnalizacji nawet po uszkodzeniu jednego z odcinków kabla.



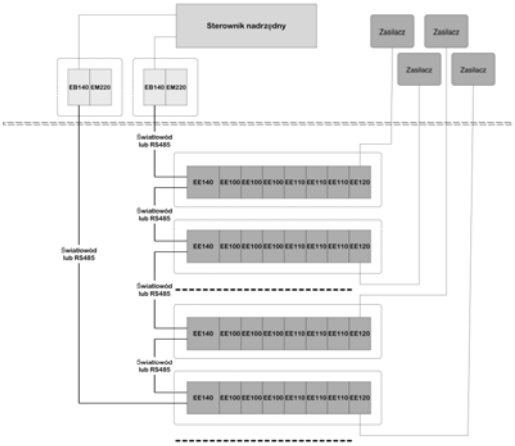
Rys. 2. Redundancja kabla transmisyjnego
Figure 2. Transmission cable redundancy

Jeżeli w czasie analizy niezawodnościowej projektant system sygnalizacji szybowej ustali, że istnieje konieczność rezerwowania nie tylko kabli zamontowanych w szybie, ale również kluczowych modułów sterownika, to możliwe jest utworzenie sterownika dwuadresowego. Takie rozwiązanie realizowane jest nie tylko przez zabudowę dwóch modułów komunikacyjnych, ale również przez zastosowanie podwójnej magistrali wewnętrznej w sterowniku (Rys. 2). Zwiększa to znacznie niezawodność sterownika w stosunku do rozwiązania przedstawionego na Rysunku 1.



Rys. 3. Sterownik dwuadresowy
Figure 3. Double Address Controller

W praktyce instalacji szybowych w niektórych krajach pojawiają się wymagania, żeby podwoić cały sterownik. Takie rozwiązanie przedstawiono na Rysunku 4. Zapewnia ono najwyższą niezawodność, ale podnosi również koszty. Wzrost kosztów nie wynika jedynie z zastosowania podwójnego sterownika, ale również z konieczności stosowania dwustykowych układów wejściowych.



Rys. 4. Podwójny sterownik poziomu
Figure 4. Double Shaft Station Controller

Oczywiście możliwe jest dalsze rozbudowywanie rezerwacji poszczególnych zasobów sterownika, ale jest ono w praktyce rzadko spotykane. Wynika to głównie z tego, że obecnie cyfrowy sterownik programowalny jest jednym z najbardziej niezawodnych elementów układu automatyki w ogóle, a układu sygnalizacji szybowej w szczególności.

4. URZĄDZENIA UZUPEŁNIAJĄCE

System sygnalizacji szybowej, poza sterownikiem, zawiera dodatkowe urządzenia. Dla utworzenia kompletnego systemu posiadamy następujące urządzenia:

- Pulpity PSU-xx/xxx – pulpity wyposażone w elementy sygnalizacyjne i manipulacyjne.
- Sygnalizator GZS-04 – sygnalizator umożliwiający emisję dowolnych sygnałów akustycznych.
- Rygiel RWS-02 – urządzenie umożliwiające blokowanie wrót szybowych.
- Łącznik GLM-02 – czujnik pozycji klatki szybowej.
- Zasilacz ZIL-24/16/04 – zasilacz o napięciu wyjściowym pozwalającym na zasilanie urządzeń przez kable zasilające zamontowane w szybie.
- Przetwornica PI-14/24/05/02 – przetwornica pozwalająca na uzyskanie napięcia 5 V z iskrobezpiecznego napięcia 14–24 V.
- Przetwornica PI-14/24/15/03 – przetwornica pozwalająca na uzyskanie napięcia 15 V z iskrobezpiecznego napięcia 17–24 V.
- Transparent SOLGAN ST-14 – niezwykle energooszczędne urządzenie pozwalające na wyświetlanie napisów stałych.

Możliwe jest również zastosowanie urządzeń innych producentów, ponieważ jako wejścia/ /wyjścia zastosowano podstawowe rozwiązania dwustanowe. Urządzenia podłączone do wejść należy wtedy jednak uzupełnić o oddzielny układ rezystorów pozwalający na wykorzystanie pełnej funkcjonalności modułów – kontroli uszkodzeń w żyłach kabli łączących.

PODSUMOWANIE

System sygnalizacji szybowej przedstawiony w niniejszym artykule pozwala na tworzenie rozwiązań dostosowanych do oczekiwań współczesnych użytkowników. Charakteryzuje się opisanymi powyżej innowacyjnymi rozwiązaniami pozwalającymi na minimalizację niezbędnych podzespołów przy spełnieniu oczekiwań użytkownika.

Podkreślić należy, że dzięki bliskiej współpracy z firmami takimi jak MWM Sp. z o.o. system będzie nadal rozwijany i udoskonalany w celu ciągłego podnoszenia niezawodności, obniżania kosztów i rozszerzania funkcjonalności.

LITERATURA

[1] Instrukcja obsługi - Sterownik sygnalizacji szybowej typu ELSHAFT-15/XXX-XXX, Nr 52-1065.
[2] Instrukcja obsługi - Sterownik ELSHAFT-15/XXX-XXX, Moduł EE100, Nr 52-1064.
[3] Instrukcja obsługi - Sterownik ELSHAFT-15/XXX-XXX, Moduł EE110, Nr 52-1063.
[4] Instrukcja obsługi - Sterownik ELSHAFT-15/XXX-XXX, Moduł EE120, Nr 52-1070.
[5] Instrukcja obsługi - Sterownik ELSHAFT-15/XXX-XXX, Moduł EE121, Nr 52-1090.

Zachowania i reakcje psychiczne uczestników akcji ratowniczych w kopalniach jako niezbędny element ćwiczeń i podnoszenia kompetencji zawodowych ratowników górniczych

Katarzyna Cichy-Szczepańska, Tomasz Ciupa
KWK „Bobrek", Węglokoks Kraj, Bytom

STRESZCZENIE: W obecnej sytuacji w przemyśle górniczym pojawiają się coraz to nowe technologie usprawniające pracę oraz minimalizujące zagrożenia. Nie inaczej jest w zakresie rozwoju ratownictwa górniczego. Jednak w obydwu przypadkach tzw. czynnik ludzki, czyli zachowania i reakcje człowieka pozostają obszarem, na którym jest nadal wiele do zrobienia. Częstotliwość akcji ratowniczych w zakładach górniczych zmalała. Jednakże te pojawiające się w ostatnich latach pokazują, że w momencie ich pojawienia wymagały wyższych niż wcześniej umiejętności. Fakt ten skłania do refleksji o niezawodności ludzkiej w obliczu zagrożeń i wynikających z nich zachowań i reakcji uczestników działań ratowniczych w kopalniach. Reasumując, należy rozwijać obszar działalności szkoleniowej ratownictwa górniczego o elementy symulacji zdarzeń krytycznych z udziałem osób poszkodowanych nadając im formę ćwiczeń i warsztatów, których celem będzie wykształcenie przez ratowników umiejętności udzielania wsparcia psychicznego poszkodowanym oraz kompetencji w zakresie stosowania technik służących unikaniu nadmiernej stymulacji i minimalizacji obciążenia psychicznego podczas udziału w akcji.

SŁOWA KLUCZOWE: Reakcje psychiczne, akcja ratownicza, ratownik górniczy

W obecnej sytuacji w przemyśle górniczym pojawiają się coraz to nowe technologie usprawniające pracę oraz minimalizujące zagrożenia. Nie inaczej jest w zakresie rozwoju ratownictwa górniczego. Jednak w obydwu przypadkach tzw. czynnik ludzki, czyli zachowania i reakcje człowieka pozostają obszarem, na którym jest nadal wiele do zrobienia. Częstotliwość akcji ratowniczych w zakładach górniczych zmalała. Jednakże te pojawiające się w ostatnich latach pokazują, że w momencie ich pojawienia wymagały wyższych niż wcześniej umiejętności. Fakt ten skłania do refleksji o niezawodności ludzkiej w obliczu zagrożeń i wynikających z nich zachowań i reakcji uczestników działań ratowniczych w kopalniach. Reasumując, należy rozwijać obszar działalności szkoleniowej ratownictwa górniczego o elementy symulacji zdarzeń krytycznych z udziałem osób poszkodowanych nadając im formę ćwiczeń i warsztatów, których celem będzie wykształcenie przez ratowników umiejętności udzielania wsparcia psychicznego poszkodowanym oraz kompetencji w zakresie stosowania technik służących unikaniu nadmiernej stymulacji i minimalizacji obciążenia psychicznego podczas udziału w akcji.

Posiadając ponad stuletnią tradycję, polskie ratownictwo górnicze bezsprzecznie należy do światowej czołówki. Przy imponującej bazie technicznej cały czas się rozwija a progres ten ma na celu zarówno poprawę komfortu pracy ratownika jak i usprawnianie organizacji akcji ratowniczej na dole kopalni. Jednakże mimo ogromnego postępu, jaki dokonał się w rozwoju technicznym ratownictwa na przełomie wieków o jednym zapomnieć nie można. Nadal i niezmiennie, podstawowym „narzędziem" w tej wyjątkowo trudnej dziedzinie sztuki górniczej pozostał i pozostanie człowiek. Zarazem wpływ czynnika ludzkiego w czasie zagrożenia oraz zachowań w sytuacjach stresogennych jest nadal zbyt słabo podkreślany. Aby to zobrazować warto odwołać się do ostatniej wyprawy najwybitniejszego polskiego himalaisty Jerzego Kukuczki w roku 1989. Wyprawa ta różniła się od pozostałych tym, że po raz pierwszy Kukuczka nie borykał się z problemami natury finansowej czy technicznej przy jej organizowaniu a całemu przedsięwzięciu towarzyszył międzynarodowy rozgłos medialny. Jednak forsując wierzchołek Lhotse (8511 m n.p.m.) polski alpinista poniósł śmierć w drodze na szczyt. W dokumentalnym filmie pt. „Jurek" przedstawiającym wszystkie dokonania himalaisty, pojawiają się wywiady z współtowarzyszami jego wypraw oraz ekspertami. W jednej z wypowiedzi dotyczącej tej ostatniej wyprawy padają z uderzającą szczerością słowa, że jej wyjątkowość polegała miedzy innymi na tym, że po raz pierwszy problemem nie były pieniądze, ale ludzie, m.in. niedoświadczony zespół o przypadkowym składzie [1]. Ratownikami nie są ludzie przypadkowi a ich motywacja zawodowa to dużo więcej niż same tylko gratyfikacje finansowe. Patrząc na ratowników górniczych z perspektywy psychologa widzi się ludzi, którzy w ratownictwie odnajdują sens, posiadających w tym kierunku określone predyspozycje oraz gotowość i wewnętrzną zgodę na ryzyko, które ta służba ze sobą niesie. Mając to na uwadze warto zastanowić się, co można zrobić w zakresie rozwoju i podnoszenia kompetencji zawodowych członków służby aby to niezastąpione „narzędzie" takim było w pełnym tego słowa znaczeniu. Zatem nie tylko w sensie sprawnościowym, zdrowotnym czy technicznym, ale przede wszystkim niezawodnym czyli odpornym psychicznie. Dla nikogo, kto posiada doświadczenie w swojej profesji nie jest tajemnicą, że kompetencje zawodowe nabywa się latami a doświadczenie zdobywa się „w boju". Przenosząc tę tezę na grunt ratownictwa górniczego trzeba jednoznacznie zaznaczyć, że zmniejszająca się liczba akcji ratowniczych w ostatnich latach ogranicza w sposób naturalny możliwości zdobywania przez ratowników zawodowego doświadczenia i ogłady. Tym samym, paradoksalnie może dojść do tego, że ratownik latami trwając w stanie zawodowej gotowości i nieuczestniczący w działaniach akcyjnych tych kompetencji nie będzie mógł ani sprawdzić ani tym bardziej w pełni wykształcić. Mniejsza liczba akcji może spowodować brak praktycznego obycia z nimi ratowników, co wtórnie generować może poczucie niepewności jak się należy zachować. Pojawia się tutaj zaskakująca kwestia nowej, dla służby w ratownictwie górniczym, jakości jaką może być lęk przed udziałem w akcji [2]. Biorąc pod uwagę powyższe w oczywisty sposób wyłania się kwestia operowania w ratownictwie górniczym przestrzenią symulacji akcji ratowniczej, która to przestrzeń powinna być zagospodarowana w sposób umożliwiający przećwiczenie wszystkich albo prawie wszystkich wariantów możliwych zachowań.

Na kompetencje ratownicze składa się wiele czynników a wśród nich nie można pominąć odporności psychicznej, dlatego w dalszej części zaprezentowane zostaną przykłady praktycznych w tym względzie wskazań. Omówione zostaną propozycje ćwiczeń, których celem jest:

- symulacja zdarzeń z udziałem osób poszkodowanych,
- praktyczne przyswojenie technik opanowywania stresu.

1.1. *Ćwiczenia symulacyjne akcji z udziałem osób ciężko rannych jako element doskonalenia zawodowego ratowników górniczych*

Celem ćwiczeń jest stworzenie okazji do obserwowania własnych reakcji psychicznych podczas udziału w animacji z poszkodowanym (pozorantem). Rolą animatora takiego ćwiczenia byłoby stworzenie scenariuszy sytuacji, koordynowanie przebiegu symulacji oraz wspólne omawiane przebiegu ćwiczenia z uczestnikami. Materiał wyjściowy scenariuszy stanowić mogą opisy akcji ratowniczych w górnictwie z ostatnich lat [3]. Przebieg ćwiczenia można zaaranżować w warunkach zbliżonych do kopalnianych lub w miejscu neutralnym, pozostawiając resztę wyobraźni uczestników ćwiczenia. Dobrą praktyką byłoby nagrywanie ćwiczeń i omawianie powstałego materiału w celu konstruktywnego przyswojenia wniosków. Ważne jest, aby w ćwiczeniu pozoranci odgrywali role osób poszkodowane i zachowywali się w sposób zgodny ze scenariuszem, stymulując tym samych zastęp uczestniczący w ćwiczeniu do określonych zachowań. Po zakończeniu symulacji, uczestnicy oglądając przebieg ćwiczenia, słuchaliby relacji pozoranta/pozorantów o jego/ich odczuciach z roli poszkodowanego/poszkodowanych, omawialiby swoje zachowania i reakcje a koordynujący takie ćwiczenie animator (psycholog) mógłby występować w roli komentatora czy eksperta w zakresie wsparcia psychicznego.

Uzasadnienia dla konieczności przeprowadzania takiego typu ćwiczeń doszukać się można ponadto w procedurze „Zasady udzielania wsparcia psychicznego/psychologicznego osobom uczestniczącym w działaniach ratowniczych" będącą 22 procedurą KPP [4]. Schemat wspomnianej procedury pokazuje, że ratownik medyczny powinien nie tylko być przygotowany technicznie i sprawnościowo do akcji, ale powinien mieć świadomość, że właściwe zachowanie i umiejętne nawiązanie kontaktu z osobą cierpiącą może ułatwić i usprawnić przebieg akcji ratowniczej z udziałem osób poszkodowanych. Zawarte w procedurze wskazania uwrażliwiają niosących pomoc na kwestie humanitarnego traktowania ofiar wypadków i katastrof. Wskazują, że osobie cierpiącej należny jest szacunek i dbałość o sferę jej komfortu psychicznego, co udzielający pomocy ratownik powinien rozumieć i nie dopuścić w miarę możliwości do rozwoju u poszkodowanego reakcji urazowej czy wzrostu subiektywnie odczuwanego poziom stresu. Należy ponadto pamiętać, że umiejętne udzielenie wsparcia psychicznego jest tym rodzajem kompetencji ratowniczych, które w sytuacji beznadziejnej, gdy dla poszkodowanego nie można nic więcej zrobić, nie pozostawia będącego obok ratownika bezradnym. Umiejętne udzielenie wsparcia psychicznego podtrzymuje bowiem poczucie sprawstwa i kontroli nad sytuacją u ratownika przez co wtórnie wpływa na proces radzenia sobie przez niego ze stresem [5]. Dlatego trzeba zadbać o to, by ratownicy górniczy mogli ćwiczyć zachowania w kontakcie z poszkodowanymi, ale bez użycia bezdusznych fantomów. Symulacje z osobą poszkodowaną a najlepiej grupą pozorantów, inscenizacje na większą skalę mają umożliwić ratownikom „sprawdzenie się" w tego typu okolicznościach i wymianę informacji zwrotnych z odgrywającymi role osób poszkodowanych. Dodatkowo dając możliwość poznanie własnych zasobów i ograniczeń mogą mieć niebagatelne znaczenie dla wzrostu kompetencji ratowniczych w omawianym obszarze i poczucia pewności siebie podczas udziału w realnych działaniach ratowniczych.

1.2. *Ćwiczenia psychologiczne mające zapobiegać zbytniemu angażowaniu się emocjonalnemu podczas akcji o silnym obciążeniu psychicznym.*

Celem ćwiczeń jest zwrócenie uwagi na konieczność ochrony własnej psychiki podczas zdarzeń psychicznie raniących. Do tego typu okoliczności zaliczyć na pewno trzeba zdarzenia z ofiarami śmiertelnymi oraz te o bardzo dużym ryzyku dla życia i zdrowia samych ratowni-

ków co czasem bywa tożsame. Animacje zdarzeń tego rodzaju miałyby stanowić punkt wyjściowy do uzmysłowienia uczestnikom, że pewne typy treści myślenia w takich okolicznościach są psychicznie niebezpieczne i utrudniają powrót do równowagi po zakończeniu działań akcyjnych. Zadaniem animatora byłoby tutaj aranżowanie sytuacji, gdzie uruchomienie pewnego typu myślenia lub zachowania, może z pewnym prawdopodobieństwem obniżać poziom kompetencji ratownika i jego zdolności operacyjnych. W dalszej kolejności chodziłoby o stwarzanie okazji do przećwiczenia wariantu bardziej bezpiecznego pod względem psychologicznym i dającego ratownikowi większą ochronę psychiczną. Ideą przewodnią tego typu ćwiczeń jest uczenie technik świadomego ukierunkowywania myślenia i spostrzegania ratownika podczas akcji w celu zwiększenia kontroli emocjonalnej niezbędnej dla efektywnego działania. Jako przykład może posłużyć ćwiczenie symulujące transport nieżyjących ofiar wypadku do bazy. Ale należy zrobić to jak najbardziej realistycznie, nawet na odcinku 1 km, przy współpracy zastępów ze sobą tak jak wielokrotnie miało to w kopalniach miejsce. Można wtedy na bieżąco analizować przebieg reakcji psychicznej u jej uczestników. Po omówieniu ćwiczenia uczestnicy zapoznając się z taktykami umożliwiającymi stworzenie osłony psychicznej w takich okolicznościach jeszcze raz biorą udział w tej animacji stosując poznane taktyki. Ćwiczenie kończyć powinno omówienie wniosków wynikające z porównania doświadczeń uczestników w obu wariantach tematycznej symulacji. Możliwości jest tutaj wiele a najważniejsza jest sposobność przyglądania się sobie w tak niecodziennych okolicznościach.. Elementem najważniejszym jest tu bowiem wzrost samoświadomości poprzedzony analizą własnych reakcji. Tego typu ćwiczenia powinny pomóc w uzmysłowieniu sobie przez ratowników, że mają wpływ na stan swojego samopoczucia w akcji silnie obciążającej emocjonalnie a tworzenia swoistej osłony psychicznej jest niezmiernie ważną umiejętnością, której nikt za ratownika nie wyćwiczy i go w ten sposób nie zabezpieczy. Tym samym, tego rodzaju ćwiczenia mają istotny wpływ na poczucie bezpieczeństwa ratowników w akcji. Ucząc się technik świadomego radzenia sobie z obciążeniem psychicznym i poznając swoje reakcje podczas animacji ratownicy zyskują swego rodzaju dodatkowe narzędzia do pracy w niecodziennych warunkach akcji ratowniczej. Wiedząc jak się zachować i mając świadomość jak ukierunkować własne myślenie i spostrzeganie ratownicy mogą również zyskać większe poczucie pewności siebie w roli członków służby tak odpowiedzialnej i niezastąpionej. Dlatego w kontekście zmniejszającej się liczby akcji w zakładach górniczych niebagatelnego znaczenia nabiera kwestia omawianych ćwiczeń oraz uczenie zachowań podnoszących kompetencje ratowników górniczych w zakresie:

- stosowania wsparcia psychicznego w kontakcie z poszkodowanym,
- bezwzględnej koncentracji na zadaniu,
- świadomego sterowania zmysłem spostrzegania,
- eliminowania odruchu ciekawości,
- identyfikowania myśli zagrażających i dodatkowo obciążających,
- umiejętności dystansowania się od sytuacji,
- unikania myślenia o swojej pracy w kategoriach misji [6].

TŁUMACZENIE

Nowadays, in the mining industry appear more and more new technologies that empower work and minimize the threat. There is no difference in the development of the mining rescue. However, in both cases the human factors, that is the behaviour and man’s reactions, remain an area in which it is still a lot to do. The frequency of the rescue operations in mines decreased. However, those occurring in recent years have shown that at the moment of their appearance they required higher skills than before. This fact invites us to reflect on the human reliability in the

face of threats and the ensuing behaviours and reactions of the participants to the rescue and emergency operations in mines. In conclusion, the field of the mine training activities should be developed of the stimulation elements of critical events involving injured people, giving them a form of exercise and workshops, with the main goal of encouraging the skills for providing psychological support to victims, as well as by increasing the level of competence in the use of techniques for avoiding excessive stimulation and minimize the psychological burden during participation in mining rescue operations.

With more than century-long tradition, the Polish mining rescue services undeniably belong to the world class leaders. With the impressive technical base the mining rescue is constantly expanding and the progress is aimed at the amelioration of the mining lifeguards work comfort, as well as improving the organization of rescue work underground. However, despite the huge advances made in the development of technical rescue at the turn of the century, there is one thing you cannot forget. Still and invariably the primary ”tool” in this exceptionally difficult art form of mining remained and remains a man. At the same time, the influence of the human factor in times of danger and human behaviour in the remaining stressful situations is still rather weakly emphasized.

To illustrate this situation it is worth referring to the last trip of the most outstanding Polish climber Jerzy Kukuczka in 1989. This expedition was different from the others. It was the first time when Kukuczka did not struggle with the problems of finance or technical nature and the entire project was accompanied by international Media recognition. However, forcing the tip of Lhotse (8511 m n.p.m.) Polish climber suffered death on his way to the top. In the documentary film titled ,”Jurek” depicting all climber’s achievements, there appear interviews with companions of his expeditions and experts. In one Statement referring to this last trip they fall down with striking sincerity words that the uniqueness of this expedition was the fact that for the first time the money was not the problem only people – inexperienced team with a random composition. Mining lifeguards are not random people and their professional motivation is much more than financial rewards alone. Looking at the lifeguards from the psychologist perspective you can see people who find their sense of life in the rescue meaning, they are having determined predispositions, as well as readiness and inner consent at risk which this service brings. Having this in mind it is worth considering what can be done in the area of developing and improving professional skills of service members, so the irreplaceable ,”tool’” such was in the fullest sense of the word.

Thus, not only in terms of physical fitness, health or technical issue, but above all the mining lifeguards must be reliable and mentally resistant. For anyone who has experience in their profession it is not a secret that the professional skills and qualification they acquired for years, and the experience they gain in battle. Transferring this thesis on mine rescue land one must explicitly mark that a decreasing number of rescue actions in recent years naturally limit the opportunities to gain professional experience by mining lifeguards. Paradoxically it could come to the situation when lifeguards remain in the state of professional readiness and do not participate in the rescue action, therefore, will not be able to check their competences nor fully develop them. The lower number of rescue actions may result in lack of practical familiarity with them, what secondarily can generate a sense of uncertainty, in what way they should behave in the mining rescue operation.

This raises surprising issues about new quality in the mine rescue services what can be a fear of participation in real mining rescue operations.

In conclusion, we should take into consideration the real life mining rescue stimulations, so the mining lifeguards should have opportunities to practice all or almost all variants of possible behaviour in real situations.

LITERATURA

[1] Wysoczański P. (reż.) 2014: Jurek. Film o Jerzym Kukuczce. Silesia Film.
[2] Ćwięk B. (red) 2005: Organizacja działań ratowniczych w kopalniach podziemnych. Zakres informacji dla kierowników akcji ratowniczych na dole i kierowników baz ratowniczych. CSRG S.A. Bytom. s. 229.
[3] WWW.straz.gov.pl 2013:Zasady Organizacji Ratownictwa Medycznego w Krajowym Systemie Ratowniczo-Gaśniczym: Zał. Nr. 1, Procedury ratownicze z zakresu kwalifikowanej pierwszej pomocy. Warszawa, s. 22.
[4] Jarosławska-Sobór S. (red.) 2011: Niebezpieczna praca – silna rodzina. Życie po wypadku w kopalni. Niemczyk K.: Przyrzekam, nie szczędząc sił… PARA Katowice, s. 202–2014.
[5] Cichy-Szczepańska K. 2014: Wsparcie psychiczne, istotna kompetencja w działaniach ratowniczych. Ratownictwo Górnicze, nr 4/2014, s. 21.
[6] Kubacka-Jasiecka D. i Lipowska-Teutsch A. (red.) 1997: Oblicza kryzysu psychologicznego i pracy interwencyjnej. Wydawnictwo ALL, Kraków, s. 216–217.

Behavioural and Psychological Responses of the Rescue Operations in Underground Coal Mines as an Essentials Element of Training and Improvement and Professional Competences of the Mine Rescue Team

Nowadays, in the mining industry appear more and more new technologies that empower work and minimize the threat. There is no difference in the development of the mining rescue. However, in both cases the human factors, that is the behaviour and man's reactions, remain an area in which it is still a lot to do. The frequency of the rescue operations in mines decreased. However, those occurring in recent years have shown that at the moment of their appearance they required higher skills than before. This fact invites us to reflect on the human reliability in the face of threats and the ensuing behaviours and reactions of the participants to the rescue and emergency operations in mines. In conclusion, the field of the mine training activities should be developed of the stimulation elements of critical events involving injured people, giving them a form of exercise and workshops, with the main goal of encouraging the skills for providing psychological support to victims, as well as by increasing the level of competence in the use of techniques for avoiding excessive stimulation and minimize the psychological burden during participation in mining rescue operations.

INSTYTUT CHEMICZNEJ PRZERÓBKI WĘGLA

1955-2015

XXV Szkoła Eksploatacji Podziemnej

AGH, Kraków 22 – 26.02 2016

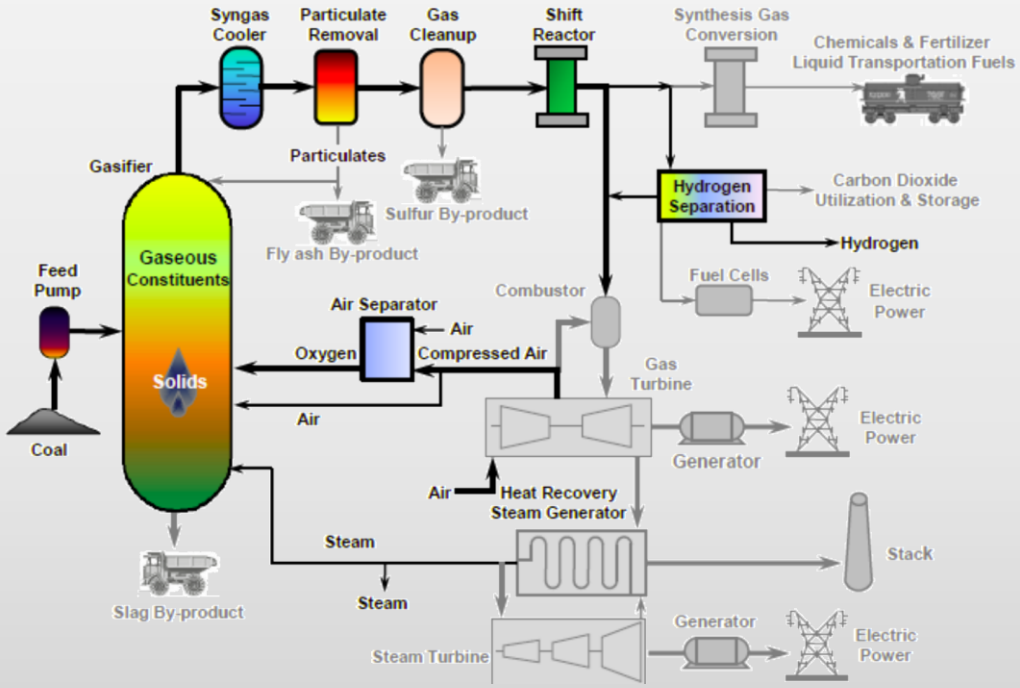
Rola i Wykorzystanie węgla kamiennego

Zgazowanie naziemne węgla

Tomasz Chmielniak, Marek Ściążko, Grzegorz Tomaszewicz

Zgazowanie węgla: definicja procesu

- Przemiana węgla do gazu (paliwa gazowego), który może wykorzystany być do produkcji czystej energii, paliw i substancji chemicznych.



U.S. DEPARTMENT OF ENERGY | National Energy Technology Laboratory

Zgazowanie węgla: dylematy i pytania

1. Czy węgiel może zastąpić gaz w procesie efektywnej produkcji energii, paliw i produktów chemicznych?

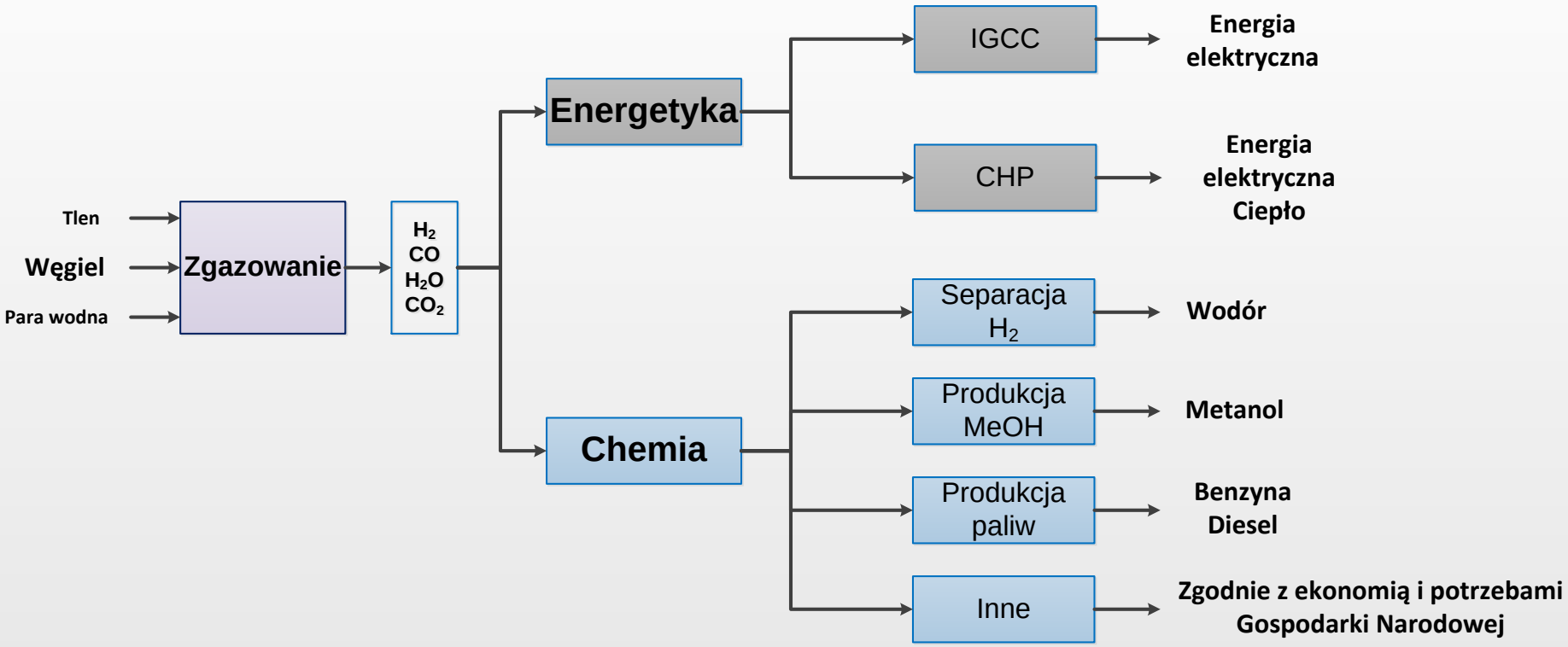
2. Czy jesteśmy technicznie i merytorycznie przygotowani do wdrożenia technologii zgazowania?

3. Czy rozwijamy własne rozwiązania technologiczne?

4. Czy możliwe jest wdrożenie technologii zgazowania w Polsce w krótkiej perspektywie czasowej?

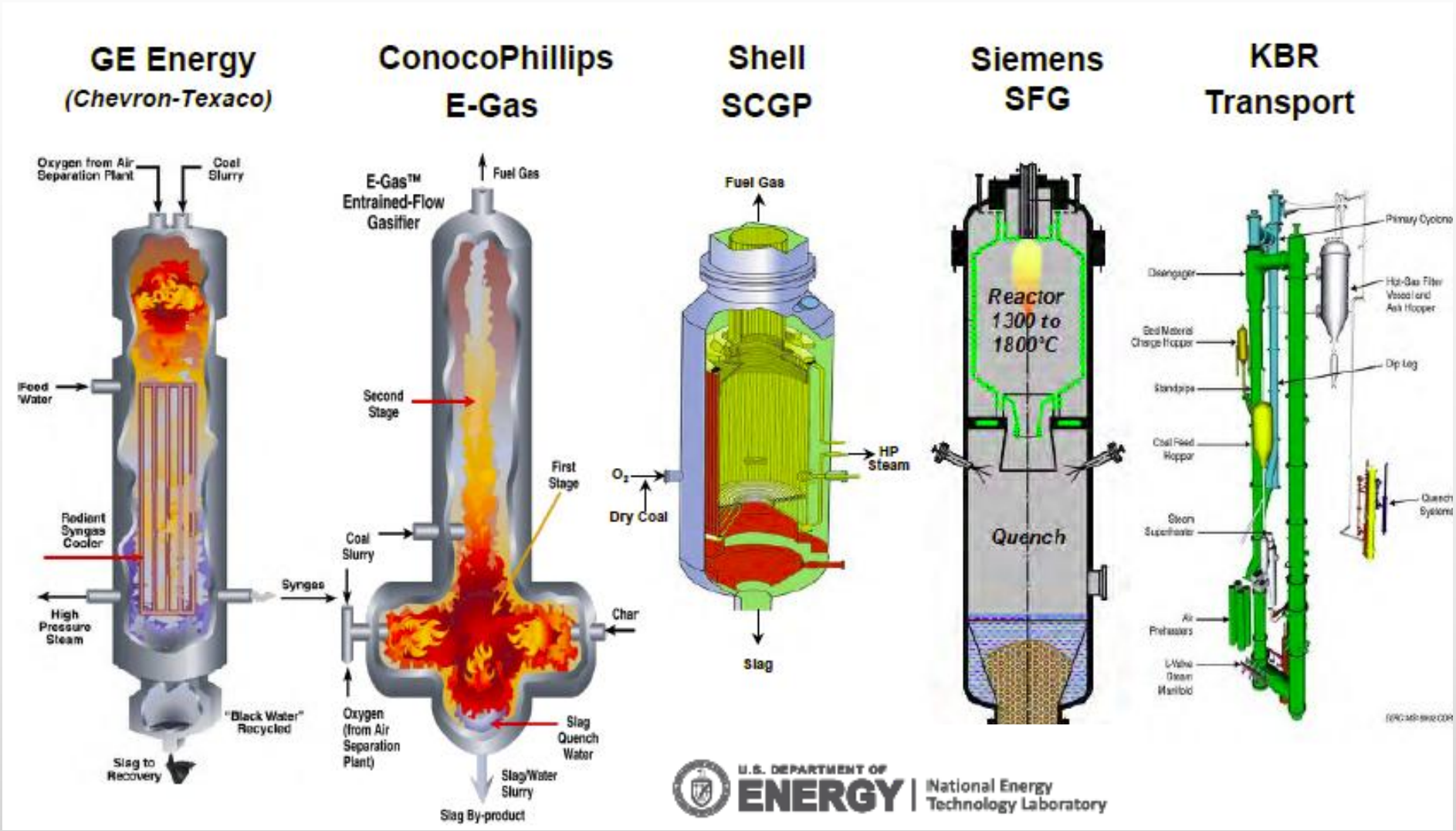
5. Czy to się opłaca?

Zgazowanie węgla: kierunki zastosowania



- Energetyka zeroemisyjna – CCS
- Substytucja paliw gazowych i ciekłych– synteza chemiczna
- Poligeneracja w układach chemiczno–energetycznych

Zgazowanie węgla: stan rozwoju (1)

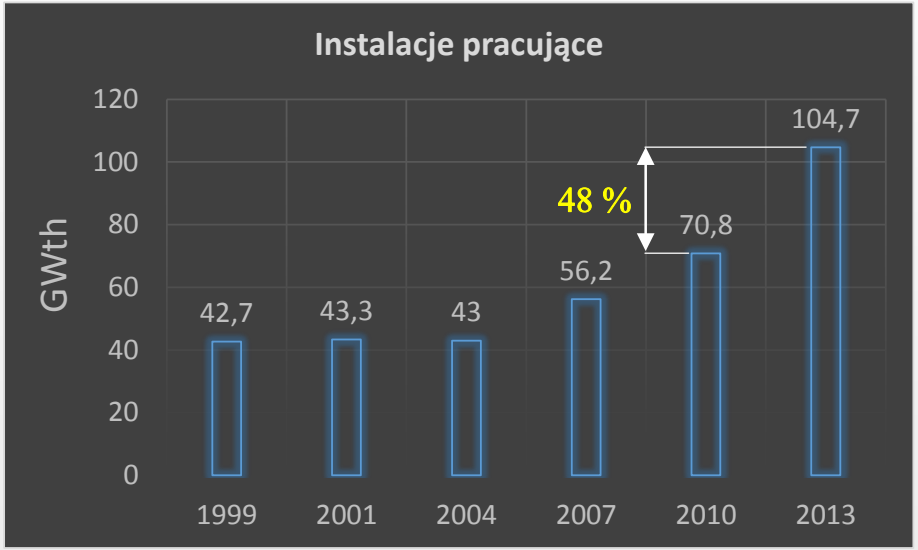


U.S. DEPARTMENT OF ENERGY | National Energy Technology Laboratory

Zgazowanie węgla: stan rozwoju (2)

Dane (2013) wskazują na niezwykle dynamiczny rozwój technologii zgazowania:

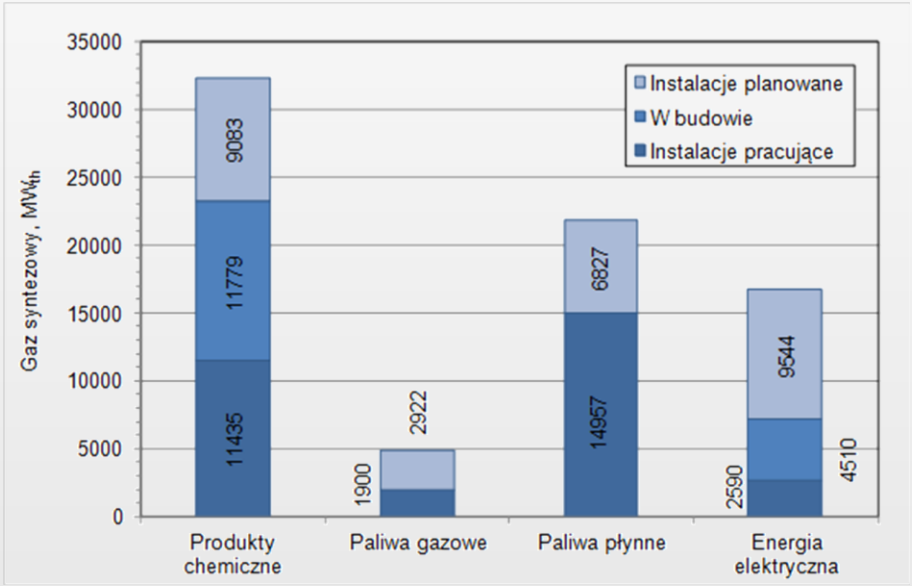
- Wzrost produkcji gazu procesowego w porównaniu ze stanem z 2010: **48%**
- Uwzględniając zdolności produkcyjne instalacji budowanych i planowanych wzrost produkcji w odniesieniu do danych z 2010 roku wynosi odpowiednio **137% i 256%**

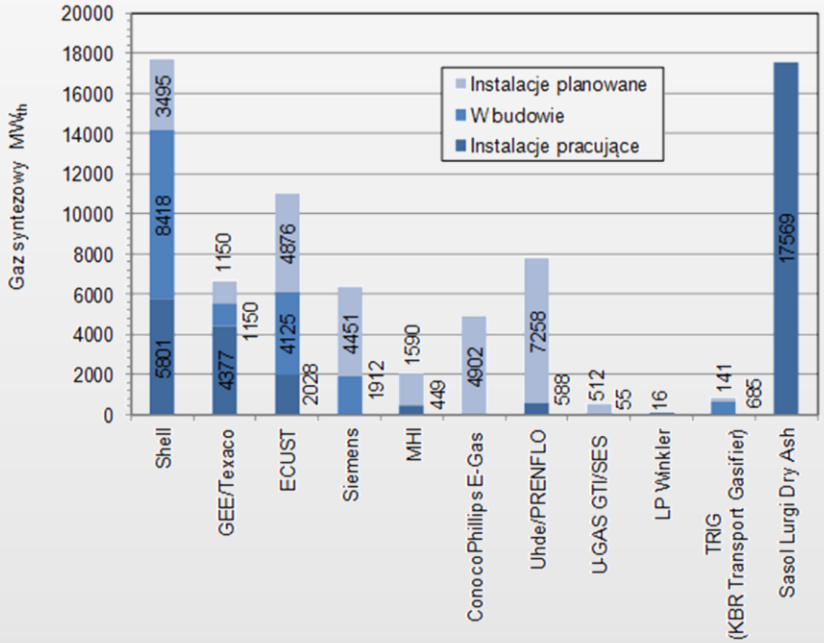


Zgazowanie węgla:

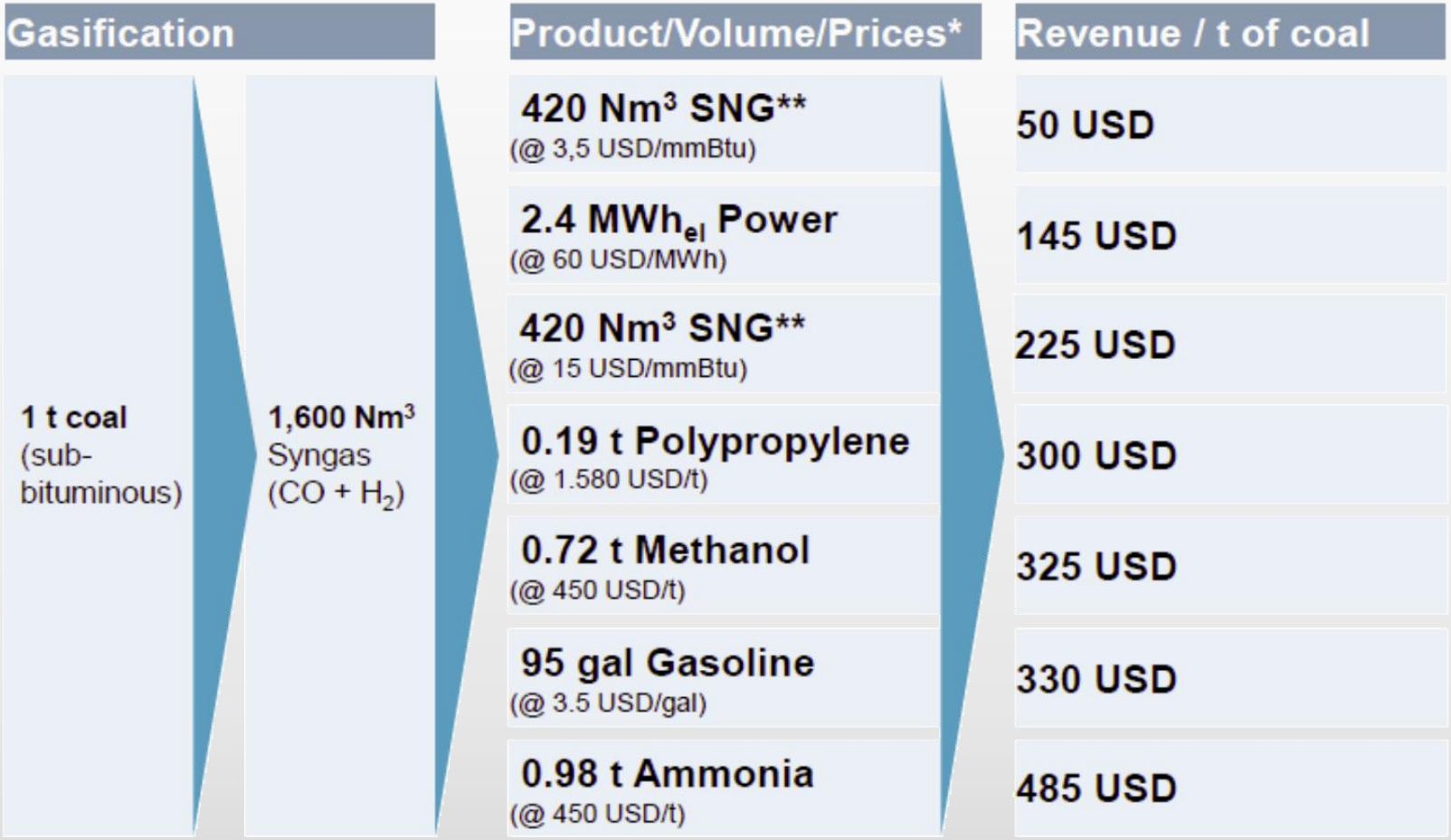
- 25% światowej produkcji amoniaku
- 30% światowej produkcji metanolu

Zgazowanie węgla: stan rozwoju (3)





Zgazowanie węgla: kierunki zastosowania



* Applied end-product market prices may differ to actual prices ** SNG…Substitute Natural Gas

Unrestricted © Siemens AG 2013 All rights reserved.

Zgazowanie węgla: IChPW, 40 lat doświadczeń

Program Rządowy PR1 „Kompleksowe przetwórstwo węgla”

Alfried Krupp von Bohlen und Halbach Foundation „Centrum uszlachetniania węgla”

5 PR: „Zgazowanie osadów ściekowych

Centrum Czystych Technologii węglowych

PBZ: „Chemia węgla”

Zadanie Nr 3: „Zaawansowane technologie pozyskiwania energii”

1975 1976 1977 1978 1979 1980 1981 1982 1983 1984 1985 1986 1987 1988 1989 1990 1991 1992 1993 1994 1995 1996 1997 1998 1999 2000 2001 2002 2003 2004 2005 2006 2007 2008 2009 2010 2011 2012 2013 2014 2015



Wielofunkcyjny reaktor BFB, 50 kg/h



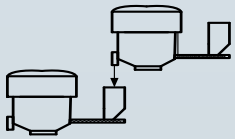
TANDEM, 35 kg/h



CROSS-ACTIV, 100 kg/h

BFB cold model, φ350 mm

CFB cold model, φ250 mm



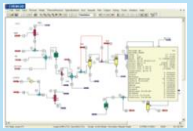


IPPS/CFB, 300 kg/h



Paliwa bezdymne, 8000 kg/h

Modelowanie i symulacje numeryczne



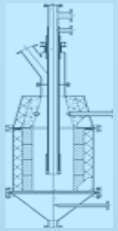
Akredytacja czterech laboratoriów

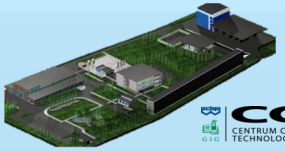
PCA



Zgazowanie biomasy i odpadów EKOD, 5MW

CONBIOT Centrum doskonałości





CCTW CENTRUM CZYSTYCH TECHNOLOGII WĘGLOWYCH



Ciśnieniowy reaktor CFB, 125 kg/h; 1,6 MPa



Zgazowanie biomasy, GAZELA, 25 kg/h



Zgazowanie węgla, reaktor CFB, 200 kg/h

WSTĘPNE SYSTEMY CHŁODZENIA I OCZYSZCZANIA GAZU

ROZWÓJ ZAAWANSOWANYCH SYSTEMÓW CHŁODZENIA I OCZYSZCZANIA GAZU

BADANIA

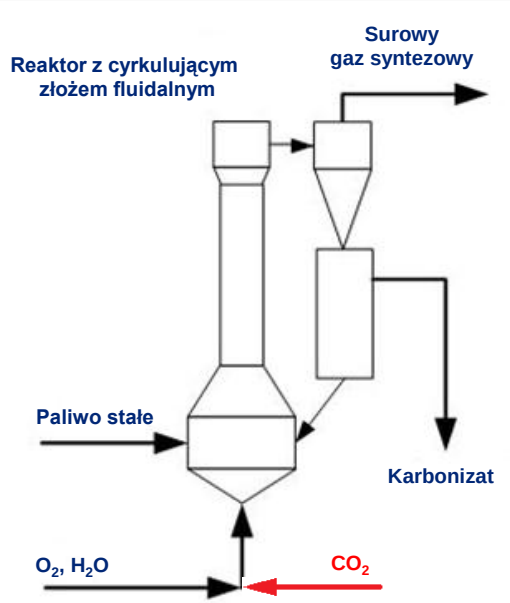
- Ukierunkowanie prac na zdobywanie wiedzy i doświadczeń
- Brak analizy ekonomicznej

RYNEK

- Współpraca z partnerami przemysłowymi
- Analizy opłacalności wdrażania nowych technologii

Technologia zgazowania przy wykorzystaniu CO_2

Technologia rozwijana przez IChPW



Efekty:

- **Zwiększenie wydajności procesu** i **poprawa wskaźników ekonomicznych** produkcji gazu syntezowego,
- **Obniżenie zużycia paliwa kopalnego**, przy stałej produkcji syngazu,
- **Obniżenie zużycia tlenu** (wykorzystanie CO_2 jako nośnika tlenu).
- **Zagospodarowanie CO_2** usuwanego z procesów konwersji paliw kopalnych,

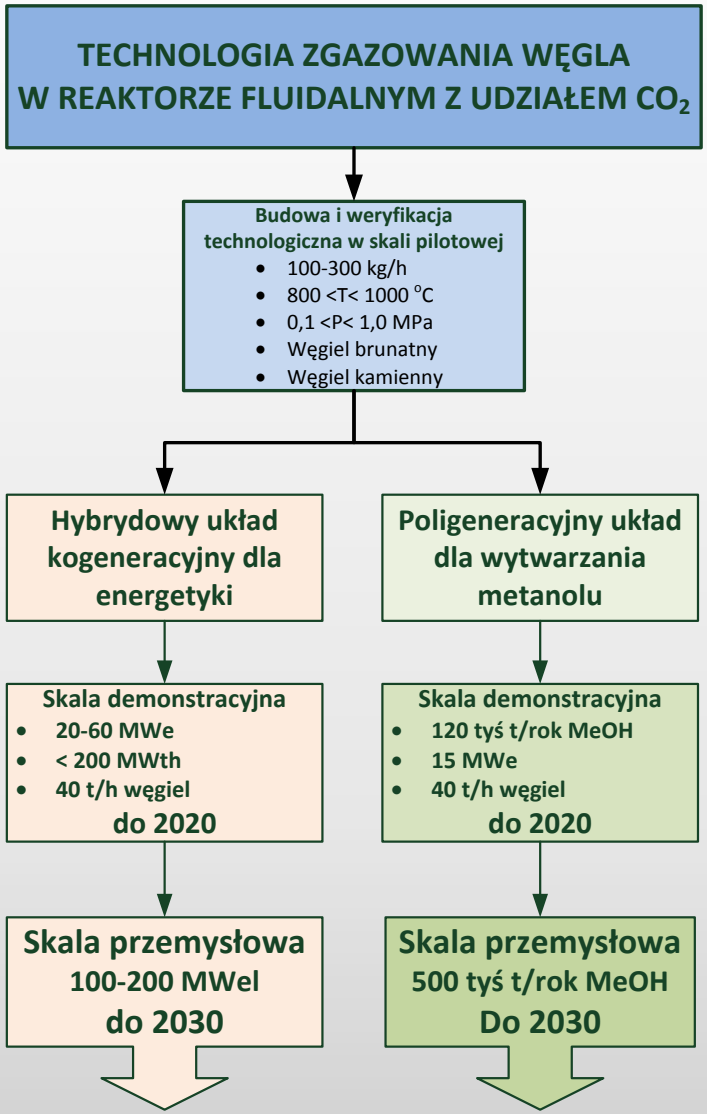


Poziom gotowości technologicznej: 6

Strategia rozwoju technologii zgazowania w kraju

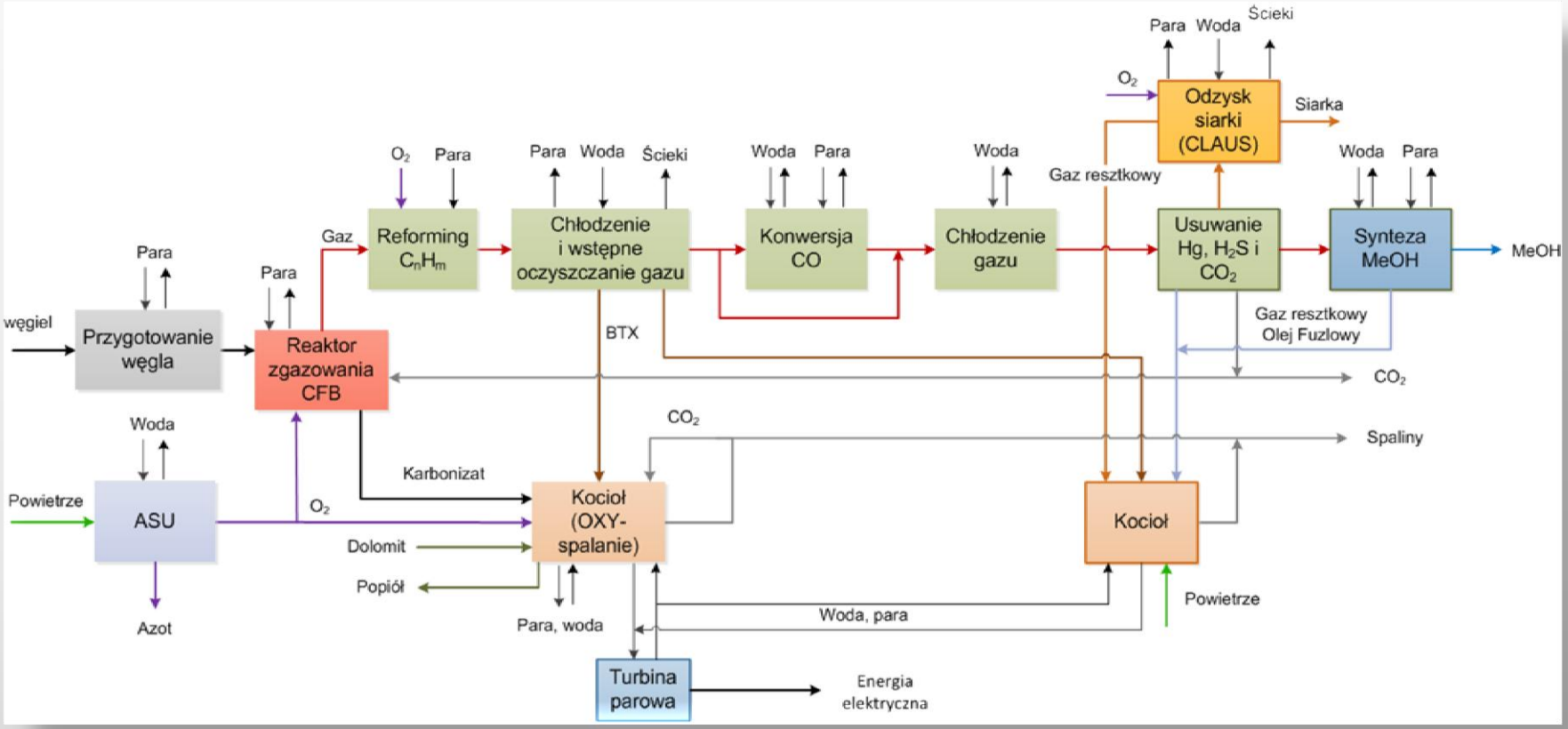
- **Technologie komercyjne: perspektywa 2020**
- **Technologie rozwijane: perspektywa 2030**

(Efekt realizacji Zadania Badawczego nr 3 pt.: „Opracowanie technologii zgazowania węgla dla wysokoefektywnej produkcji paliw i energii elektrycznej”)

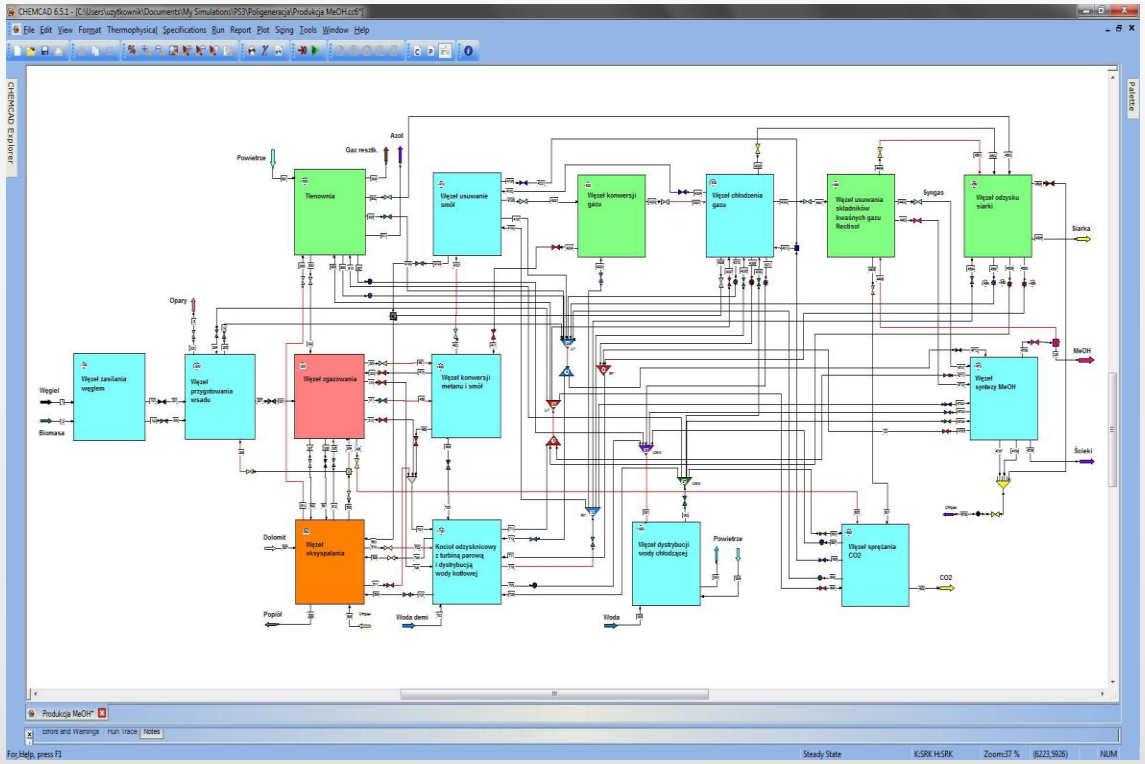


- **Układy kogeneracyjne** zintegrowane ze zgazowaniem węgla
- **Substytucja gazu ziemnego** do produkcji **wodoru** dla syntezy **amoniaku**
- Synteza **metanolu** i produkcja **olefin**

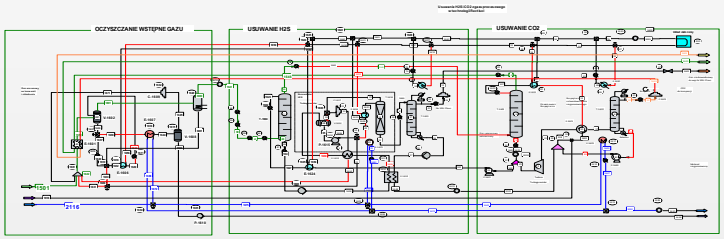
Produkcja metanolu: schemat układu



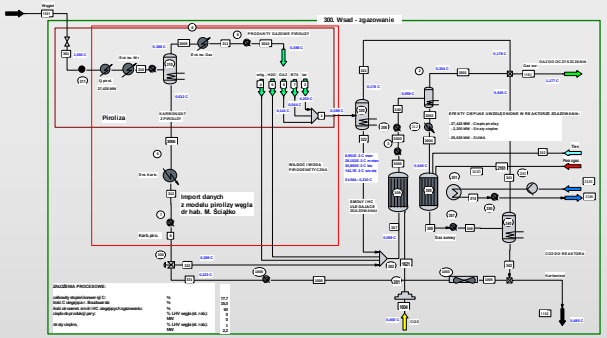
Produkcja metanolu: modelowanie procesowe



Synteza metanolu

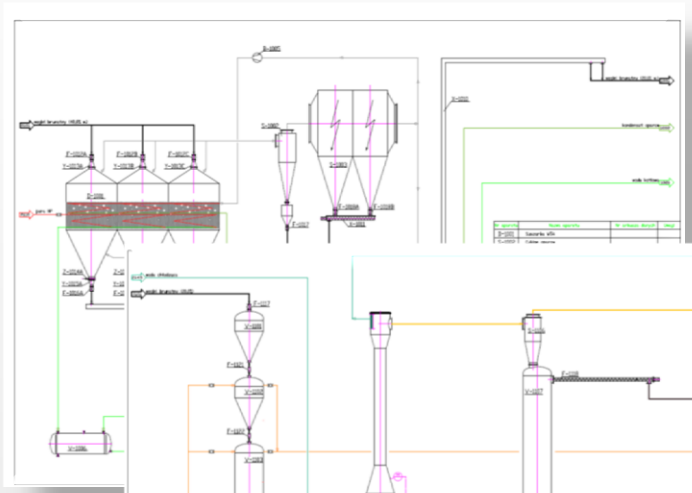


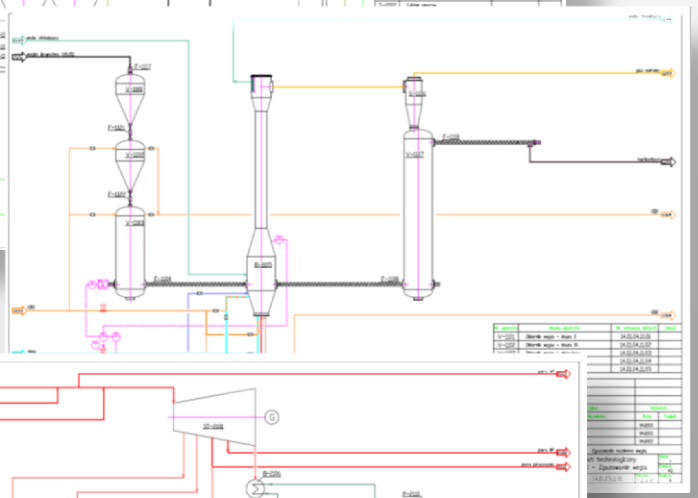
Zgazowanie

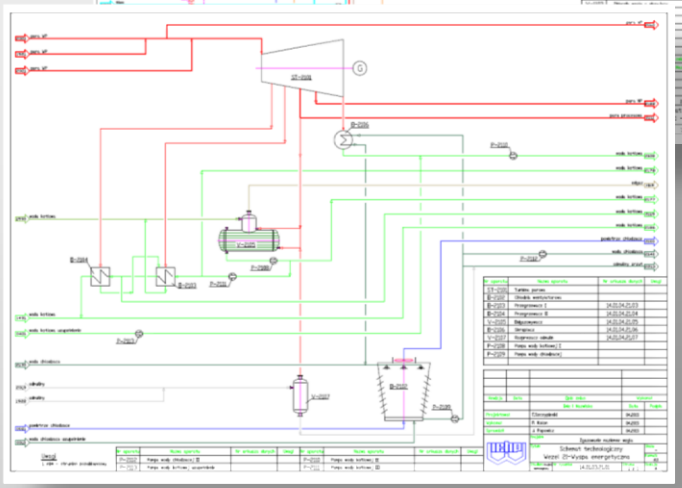


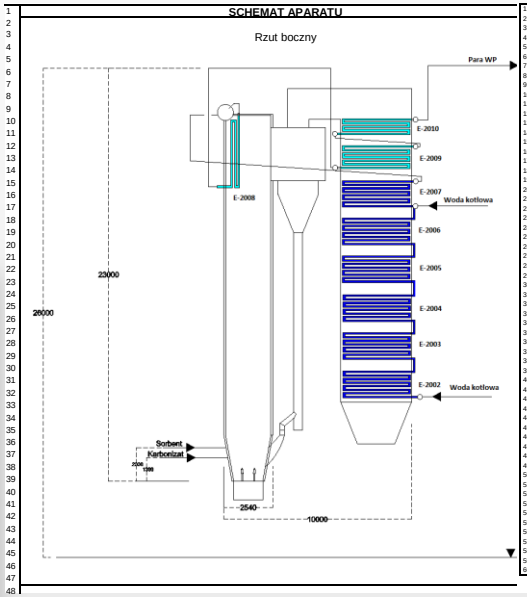
Produkcja metanolu – program zarządzający

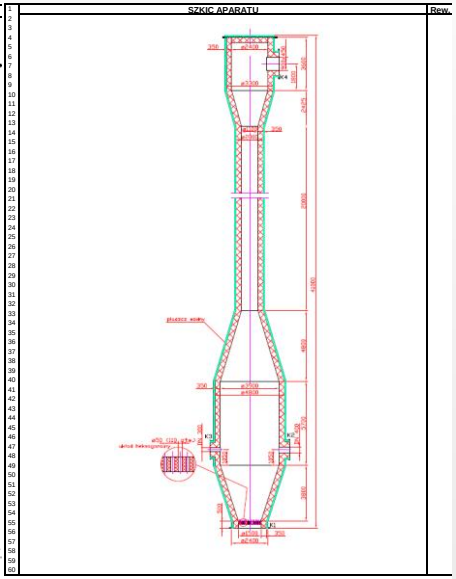
Produkcja metanolu: projekt

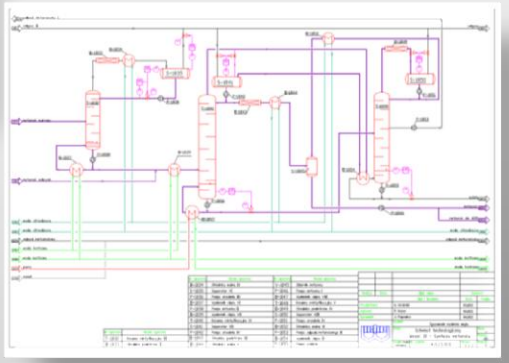


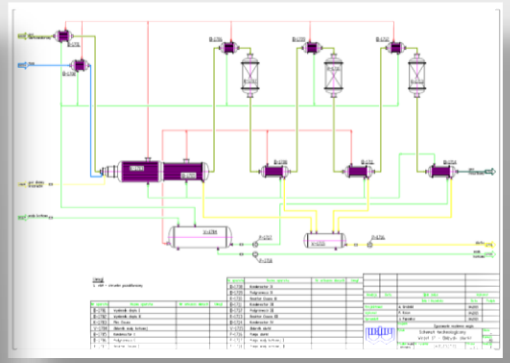






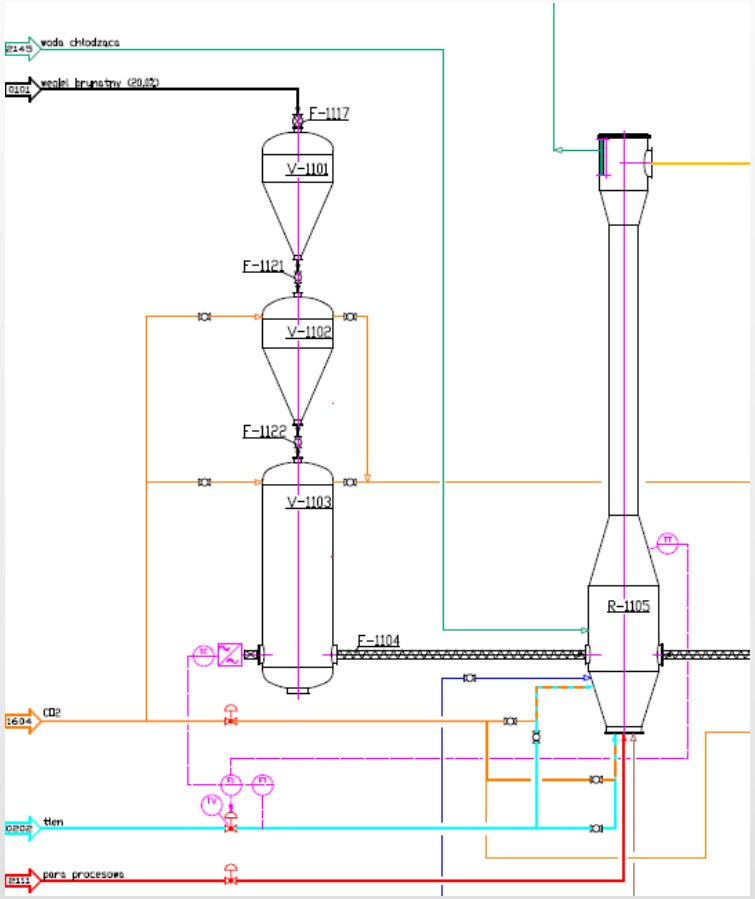






Produkcja metanolu (5): parametry operacyjne - zgazowanie

- **40 t/h węgiel suchy (20% W^r)**
- **CO_2 – czynnik zgazowujący:**
  - **0,28** kg/kg węgiel suchy;
  - **0,15** kmol / kmol C
- **Sprawność zimna zgazowania (Qs):**
  - **64,5%** (węgiel całkowity)
  - **80,7%** (węgiel - zgazowanie)
  - **84,1%** (produkty: gaz i karbonizat)



Oczekiwane efekty gospodarcze

Technologie produkcji chemicznej zintegrowane ze zgazowaniem węgla są:

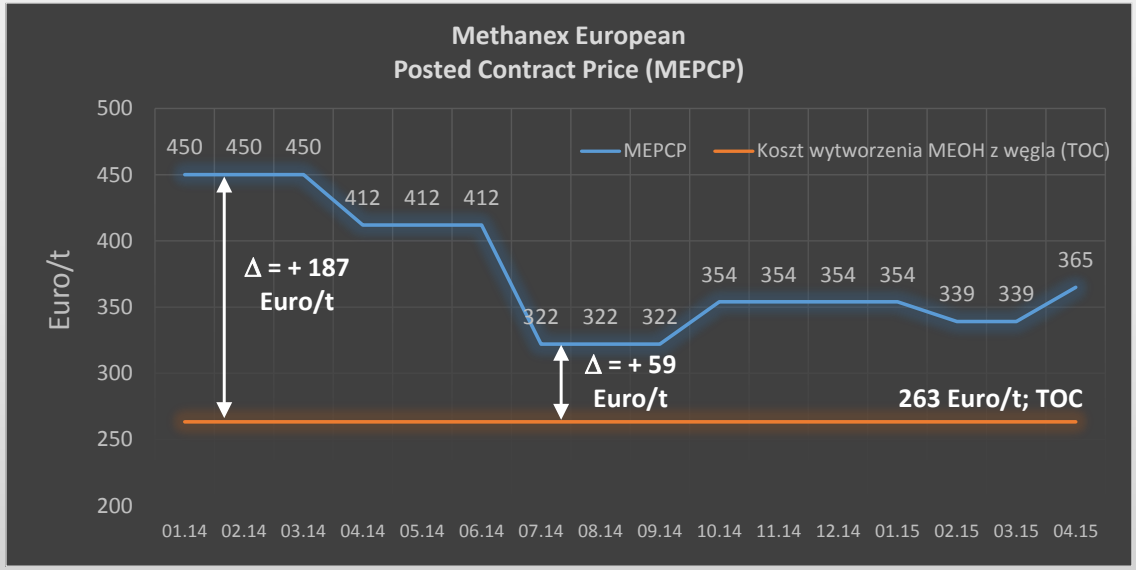
➥ **atrakcyjne ekonomicznie**

➥ **bezpieczne ekologicznie**

Koszt wytworzenia metanolu z węgla:

➥ **263 €/t**

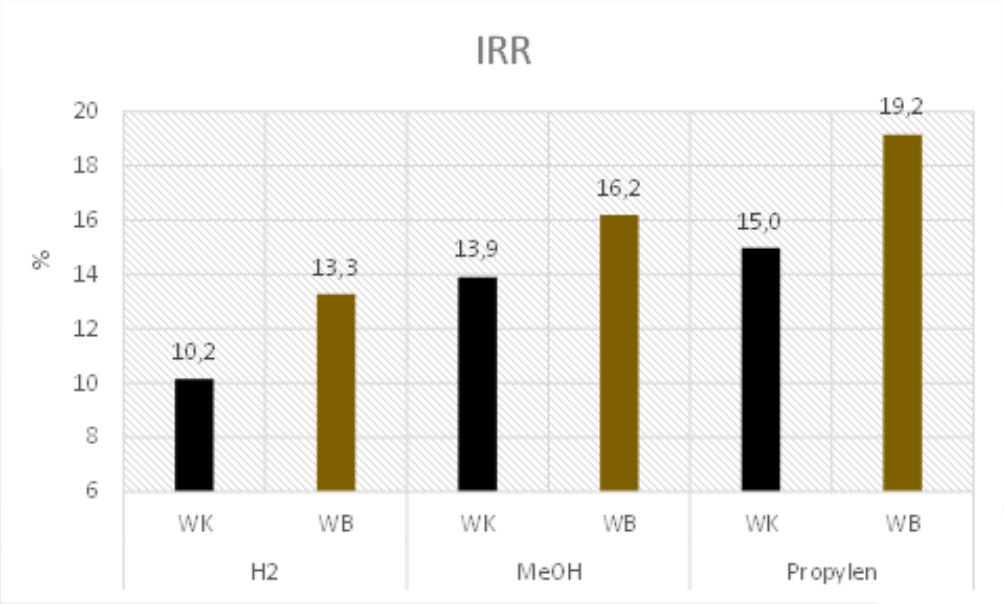
Koszty wytworzenia metanalu z węgla **mniejsze od 59 do 187 €/t od ceny rynkowej** (2014 rok)

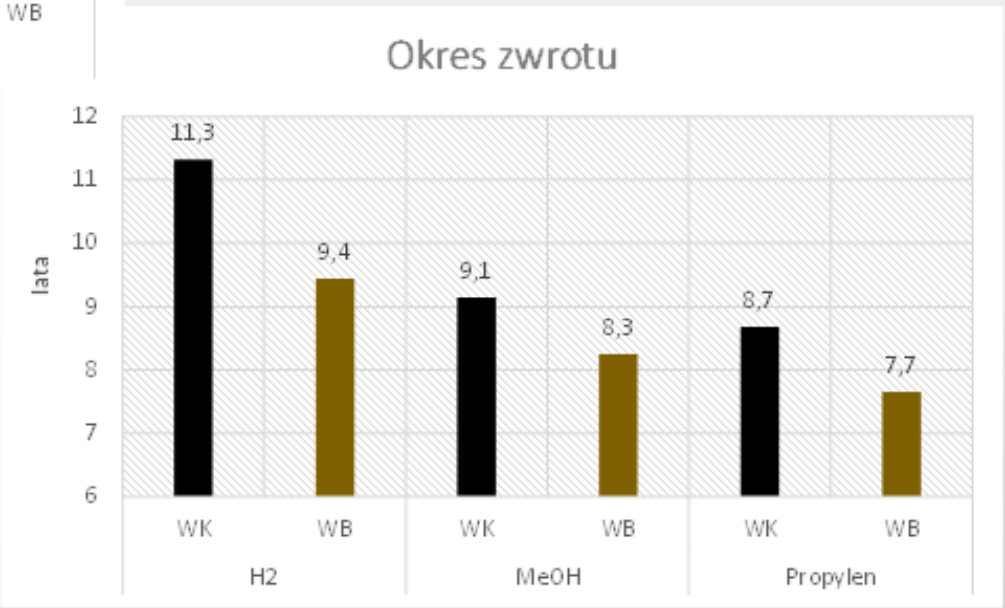


...my przekraczamy standardy! 60 lat

INSTYTUT CHEMICZNEJ PRZERÓBKI WĘGLA

Oczekiwane efekty gospodarcze





Oczekiwane efekty gospodarcze – substytucja gazu ziemnego

- ☑ **Dla zaspokojenia potrzeb krajowych zakładów azotowych** (**2,5 mld m³ gazu ziemnego**) potrzeba poddać zgazowaniu **7 – 8 mln t węgla** (w zależności od paliwa i stosowanej technologii zgazowania)

- ☑ **Otrzymanie 500 000 t/rok metanolu** wymaga zużycia około **1 mln t węgla**, co odpowiada zużyciu ok. **400 mln m³ gazu ziemnego**.

IChPW kompleksowe podejście do badań i rozwoju









Badania paliw oraz gazowych, ciekłych i stałych produktów procesu

- Laboratoria Akredytowane
- 150 procedur badawczych
- Nowoczesny sprzęt i specjalistyczna aparatura

Badania procesów podstawowych:

- Kinetyka i termodynamika procesów
- Unikalna w skali Europy i świata aparatura badawcza
- Badania w obszarze wysokich temperatur i ciśnień



Badania i rozwój procesów w skali wielkolaboratoryjnej

- Unikalna aparatura powstała w oparciu o autorskie rozwiązania
- Badania procesów w układzie periodycznym i w ruchu ciągłym

Badania pilotowe

- Unikalne, autorskie stanowiska badawcze (skala procesu do 250 kg/h paliwa)
- Atmosferyczne, ciśnieniowe zgazowanie węgla w reaktorze CFB
- Zgazowanie biomasy w złożu stałym
- Układy konwersji i oczyszczania gazu procesowego



- Rozwój technologiczny do poziomu 6 gotowości technologicznej
- Rozwój narzędzi obliczeniowych i symulacyjnych
- Unikalna wiedza i doświadczenie pozwalająca na:
  - ☑ projektowanie układów demo i przemysłowych
  - ☑ Opracowywanie analiz procesowych i ekonomicznych (studia wykonalności)
  - ☑ Dobór i kompleksową ocenę paliw do procesu zgazowania

Dziękuję za uwagę

5 x TAK – bezwzględnie !

Kompleksowe rozwiązanie technologiczne zwiększenia postępu eksploatowanej ściany 29 w pokładzie 510/1 w partii C3 w KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie”

Comprehensive Solution of Technological Improvement of the Progress of the Longwall’s Exploitation in 510/1 Bed of C3 Section in Borynia-Zofiówka-Jastrzębie Coal Mine

Marek Celmer
Tomasz Chiliński
Mieczysław Lubryka
KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie”, JSW S.A.

STRESZCZENIE: W artykule przedstawiono podjętą w KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” próbę opracowania i wdrożenia kompleksowego rozwiązania technologicznego zwiększenia postępu eksploatowanej ściany 29 w pokładzie 510/1 w partii C3. Przedstawiono w ogólny sposób zarys koncepcji, sposób wdrożenia oraz uzyskane wnioski.

SUMMARY: The paper presents the attempt at working out and putting into practise the comprehensive solution of technological improvement of the progress of the longwall’s exploitation in 510/1 bed of C3 section. In broad outline the paper describes the conception, the way of putting the solution into practise and obtained results.

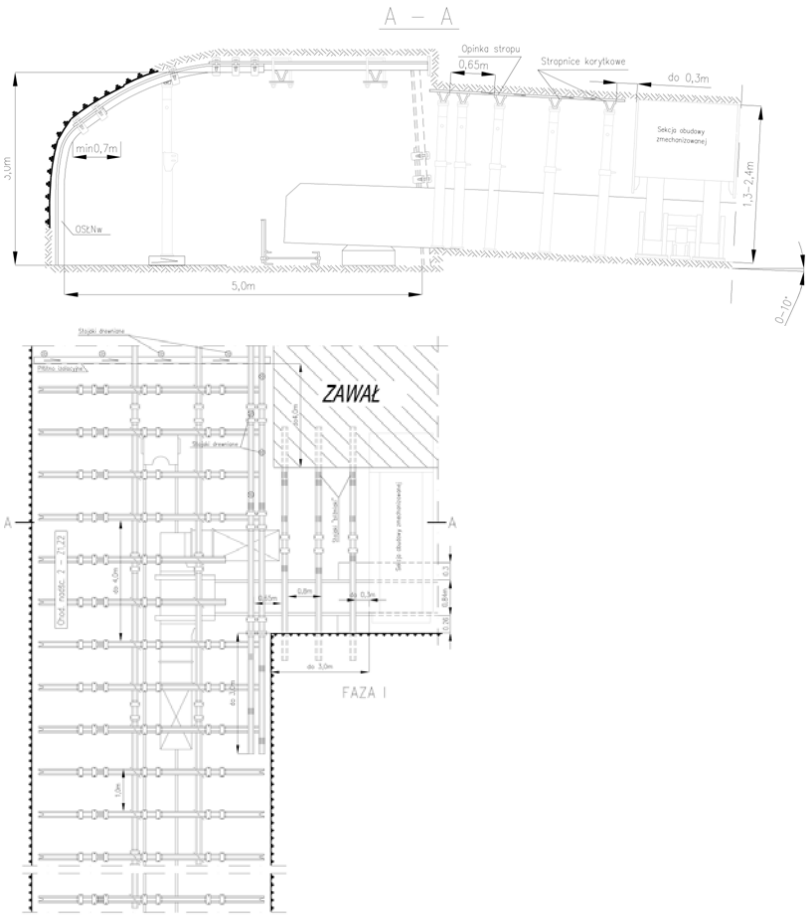
SŁOWA KLUCZOWE: Postęp, koszty, bezpieczeństwo

Tradycyjne systemy eksploatacji ścian w obudowie zmechanizowanej z zawałem stropu, wymagają w trakcie prowadzenia eksploatacji ścian zatrudniania w rejonie skrzyżowań ściana-chodniki przyścianowe pracowników do wykonywania czynności technologicznych związanych z postępem ściany (przekładki napędu przenośnika ścianowego, zabudowa skrzyżowań i odcinków ściany z obudową indywidualną, zabudowa wzmocnień przed frontem ściany, zabudowa przegród wentylacyjnych i innych urządzeń wentylacyjnych, wzmacnianie naroży środkami chemicznymi i mineralnymi, itp.). Czynności te, znacznie spowolniają postęp ściany, jak również wydłużają czas pracy kompleksu ścianowego i pozostałych maszyn i urządzeń (kombajn, urządzenia odstawy, transportu, urządzeń zasilających, klimatyzacji itp.).

Konieczność wykonywania tych czynności, w znacznej mierze wynika z kształtu obudowy ŁP, w której drążone są wyrobiska przyścianowe. Wyeliminowanie, lub znaczne ograniczenie tych czynność, możliwe jest, przy prowadzeniu liniowych sekcji obudowy zmechanizowanej w chodnikach przyścianowych. Dla takiego prowadzenia eksploatacji ściany, idealnym byłoby, by chodniki przyścianowe drążone były w obudowie zbliżonej do obudowy prostokątnej.

W KWK „Jas-Mos” w latach 2009–2010 podjęto próbę eksploatacji ściany 2 w pokładzie 510/2łd w partii Z1, Z2, gdzie na odcinku około 80 m w chodniku podścianowym zastosowano obudowę łukowo-prostą OSŁNw, zgodnie z projektem rzeczoznawcy [1]. Ściana zawałowa 2 znajdowała się w pokładzie 510/2łd, który zalega na głębokości 710–820 m i charakteryzuje się miąższością od 1,4 m do 3,0 m. Pokład w rejonie ściany jest pofałdowany, a jego nachylenie w kierunku północno-wschodnim zmienia się w granicach od 5º do 20º. Nachylenie podłużne w ścianie wynosiło od 0º do 10º, natomiast poprzeczne od 0º do +15º. W stropie pokładu 510/2łd, występuje warstwa piaskowca o grubości ok. 27 m. Spąg pokładu stanowi łupek ilasty (0,4 m) i piaszczysty (2,6 m).

Wybieg ściany wynosił 900 m, a jej długość wynosiła 250 m. W ścianie tej zastosowano sekcje obudowy zmechanizowanej typu: GLINIK-10/25-POz, GLINIK-08/29-POz W2M oraz FAZOS-12/27-POz.



Rys. 1. Schemat skrzyżowania ściany 2 w pokładzie 510/2łd z chodnikiem przyścianowym w obudowie łukowo-prostej typu OSŁNw
Figure 1. The outline of the longwall no. 2 in 510/2łd bed which intersects with the gallery in an arc-straight housing

Doświadczenia kopalni po zastosowaniu obudowy łukowo-prostej OSŁNw:

1. Obudowa wymaga dodatkowego kotwienia z uwagi na niską podporność.
2. Profil obudowy chodnikowej niedostosowany do współpracy z sekcją obudowy zmechanizowanej.
3. Połączenie stropnicy ze stojakiem SV, wymaga dodatkowego wzmocnienia oraz potrzebę zabudowy stojaka SV „na kontrę",
4. Zastosowanie skrajnych sekcji obudowy zmechanizowanej przystosowanych do pracy w chodniku.

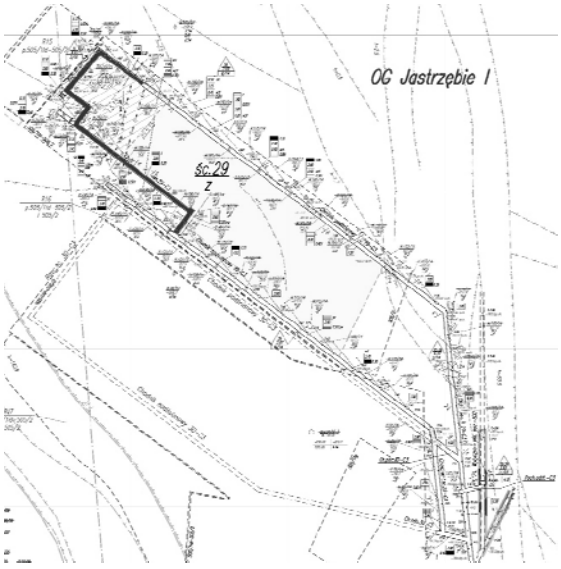
Na bazie uzyskanych doświadczeń, w KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" w 2014 r. podjęto decyzję o opracowaniu kompleksowego rozwiązania technologicznego zwiększenia postępu eksploatowanej ściany wraz z jego wdrożeniem podczas projektowanej eksploatacji ściany 29 w pokładzie 510/1 w partii C3.

Pokład 510/1 w partii C3 ma miąższość od 3,0 m do 4,7 m. Głębokość zalegania od około 1040 do 1140 m. W stropie pokładu 510/1 zalega warstwa piaskowca o grubości około 73,0 m. W spągu pokładu występuje łupek ilasty oraz łupek piaszczysty o miąższości od 1,5 do 9,0 m, a poniżej warstwa piaskowca o grubości około 35,0 m. Ściana 29 prowadzona była systemem zawałowym, podłużnym, z wysokością do 2,8 m i wybiegu około 500 m. Długość frontu ściany 29 ze względu na występujące w ścianie uskoki wynosiła kolejno:

- 60 m – na wybiegu od 0 do 30 m,
- 90 m – na wybiegu od 30 do 220 m,
- 125 m – na wybiegu od 220 do 500 m.

W ścianie tej kopalnia zastosowała sekcje obudowy zmechanizowanej typu JZR-17/41-POz WII (z nadstawką) i FAZOS-JZR-18,5/32,5/04-2x1960.

Rozcinka ściany 29 oraz odcinki Chodników przyścianowych ściany 29 w pokładzie 510/1 partia C3 zostały zaprojektowane w obudowie ŁProJ (rysunek 2 – odcinki wyrobisk wykonane w obudowie ŁProJ zostały pogrubione).

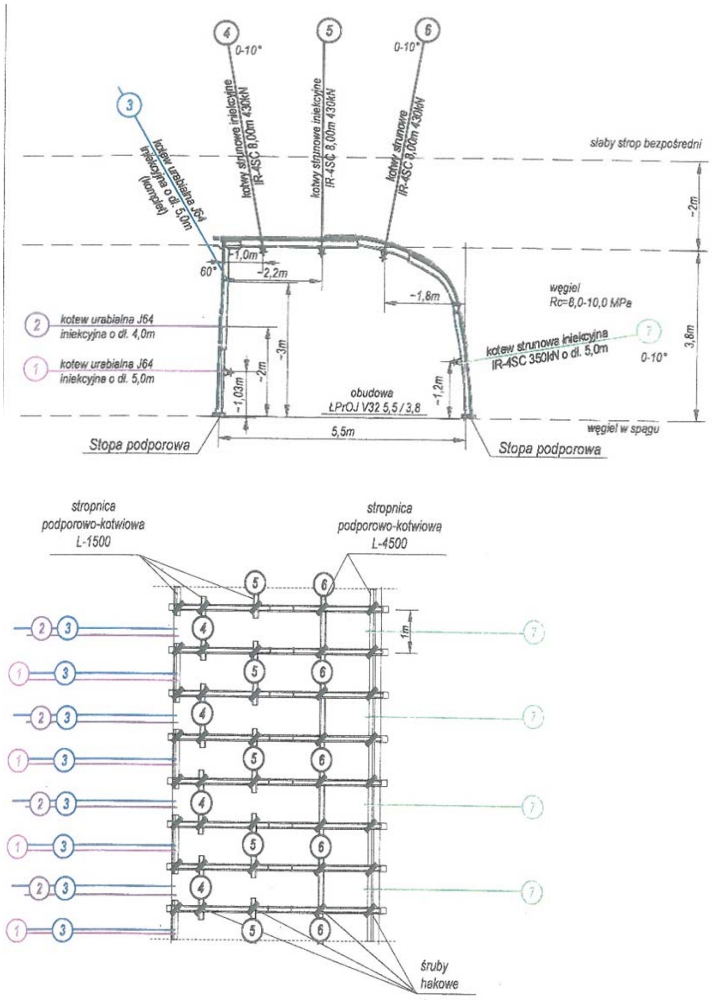


Rys. 2. Mapa rejonu ściany 29 w pokładzie 510/1 partia C3
Figure 2. The map of the longwall's no. 29 area in 510/1 bed of C3 section

Wyrobiska przyścianowe ściany 29 wykonano w obudowie ŁProJ z kształtownika V32 typ 5,5/3,8, w miejsce początkowo projektowanej standardowej obudowy ŁP z kształtownika V32 typ 10, zgodnie z projektem rzeczoznawcy [2], [3], [4].

Zastosowanie podziałki 1,0m dla obudowy ŁProJ, wymagało dodatkowego jej wzmocnienia, poprzez zabudowę podciągów stalowych wraz z ich przykotwieniem do górotworu kotwami stalowymi oraz wzmacniania ociosu węglowego klejami.

Sposób wzmocnienia chodników w rejonie ściany 29, nie ograniczało postępu przodków. Przykotwienie stropnic obudowy chodnikowej chodników przyścianowych oraz rozcinki prowadzono na bieżąco po każdej zabudowie stropnicy minimum jedną kotwą nr 4 lub 5 (rys. 3) wraz z zabudową stropnic podporowo-kotwiowych L-1500. Pozostałe kotwienie obudowy chodnikowej prowadzono bezpośrednio za kombajnem w odległości 20–30 m od czoła przodka.



Rys. 3. Schemat wzmocnienia obudowy ŁProJ V32 5,5/3,8
Figure 3. The outline of the housing's reinforcement



Rys. 4. Zdjęcie wykonanych wzmocnień obudowy chodników przyścianowych w rejonie ściany 29
Figure 4. The photo of the housing's reinforcement of the galleries in the longwall's no. 29 area



Rys. 5. Zdjęcie ogólne chodnika przyścianowego w obudowie ŁProJ
Figure 5. The photo of the gallery in housing

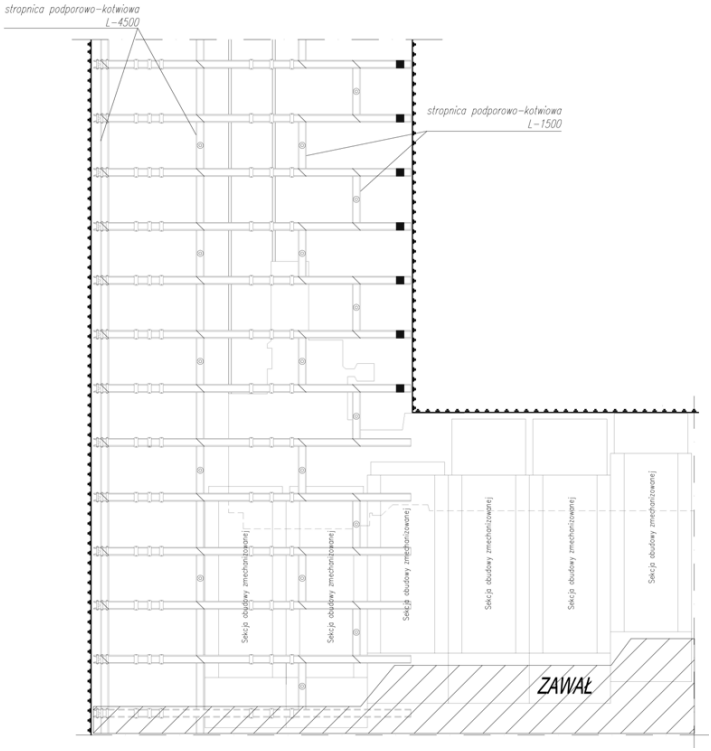


Rys. 6. Zdjęcie ogólne skrzyżowania (załamania) chodnika przyścianowego w obudowie ŁProJ
Figure 6. The photo of the bend of the gallery in housing

Dzięki wykonanym wzmocnieniom obudowy na etapie drążenia wyrobiska, podczas prowadzenia eksploatacji ściany, wyeliminowane zostały czasochłonne roboty górnicze związane z bezpiecznym prowadzeniem eksploatacji ściany, tj.:

- zabudową podciągów na skrzyżowaniu ściana-chodniki przyścianowe,
- brakiem odcinków ściany z obudową indywidualną,
- wzmacnianiem obudowy chodnikowej przed frontem ściany poprzez zabudowę stojaków stalowych,
- wzmacnianiem naroży ścian klejami chemicznymi,
- znacznym ograniczeniem transportu (stojaki stalowe, stropnice stalowe, kleje chemiczne itp.).

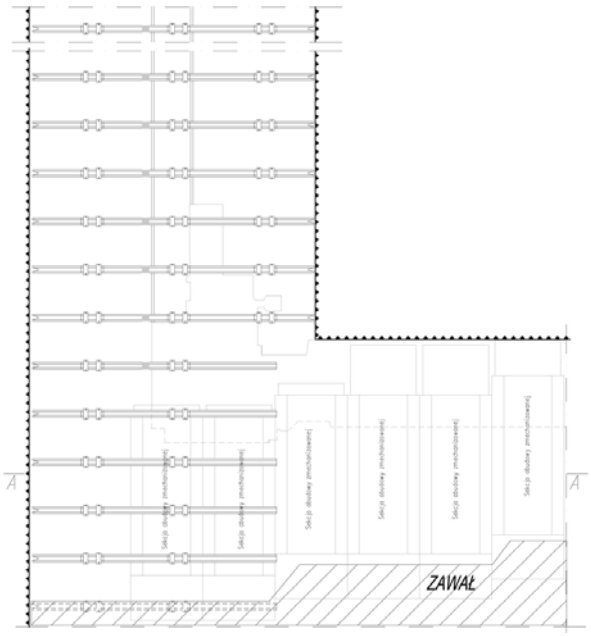
Powyższe rozwiązanie technologiczne pozwala na zmniejszenie pracochłonności w trakcie eksploatacji ściany.



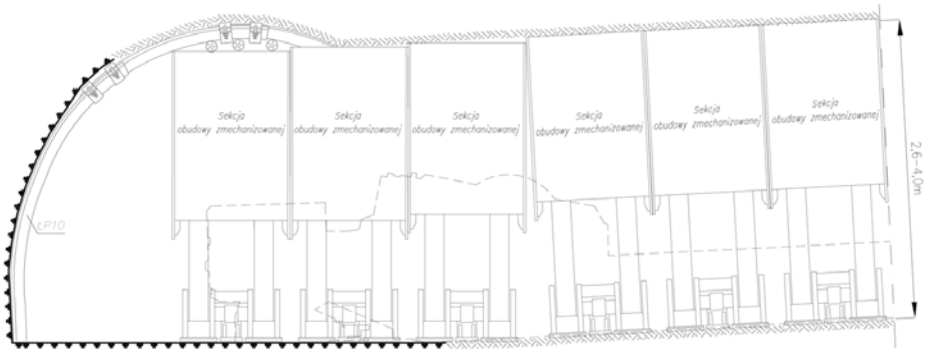
Rys. 7. Sposób zabudowy skrzyżowania śc. 29 z chod. podśc.29-C3 w obudowie ŁProJ
Figure 7. The way of development the intersection of the longwall no. 29
with the 29-C3 gallery in housing



Rys. 8. Sposób zabudowy skrzyżowania śc. 29 z chod. podśc. 29-C3 w obudowie ŁProJ
Figure 8. The way of development the intersection of the longwall no. 29 with the 29-C3 gallery in housing



Rys. 9. Sposób zabudowy skrzyżowania śc. 29 z chod. podśc. 29-C3 w obudowie ŁP
Figure 9. The way of development the intersection of the longwall no. 29 with the 29-C3 gallery in housing



Rys. 10. Sposób zabudowy skrzyżowania śc. 29 z chod. podśc. 29-C3 w obudowie ŁP
Figure 10. The way of development the intersection of the longwall no. 29 with the 29-C3 gallery in housing

Dzięki zastosowaniu sekcji skrajnych w chodniku podścianowym śc. 29-C3 w pokł.510/1, możliwe jest zastosowanie urządzenia przesuwnego PAT-UPM-1 współpracującego z przenośnikiem podścianowym Azis 1200 i przenośnikiem ścianowym Rybnik 850 oraz przenośnikami taśmowymi z taśmą 1000mm i 1200mm. Dzięki takiej konfiguracji urządzeń możliwe jest wykonanie przekładki napędu przenośnika podścianowego tylko przez 2 pracowników, tj. sekcyjnego-operatora sekcji skrajnych i operatora urządzenia PAT-UMP-1. Takie rozwiązanie pozwala ograniczyć czas czynności technologicznych związanych z przekładka PZS do niezbęd-

nego minimum. Ponadto likwidacja chodników znajduje się w jednej linii z zawałem ściany. Nie zachodzi konieczność zabudowy dodatkowych przegród wentylacyjnych i innych urządzeń wentylacyjnych w chodnikach przyścianowych, co jest niezmiernie ważne z uwagi na profilaktykę przeciwpożarową. Powyższe rozwiązanie technologiczne oprócz poprawy bezpieczeństwa, ma również uzasadnienie ekonomiczne z uwagi na znaczne zmniejszenie robót związanych z zabezpieczeniem ściany przed pożarem.

WNIOSKI

W związku z zastosowaniem nowego kompleksowego rozwiązania technologicznego zwiększenia postępu eksploatowanych ścian, na przykładzie parceli ściany 29 w pokładzie 510/1 partia C3, można przedstawić następujące wnioski:

1. Zmniejsza się liczba zatrudnionych pracowników podczas eksploatacji ściany, koszt wynagrodzeń w trakcie prowadzenia eksploatacji ściany spadł o 20%.
2. Nastąpiło obniżenie kosztów wydobycia ściany o 19,2%.
3. Całkowity koszt wydrążenia chodników, zbrojenia oraz wydobycia ze ściany przy zastosowaniu nowego rozwiązania technologicznego (przy założeniu średniego wzrostu wydobycia ze ściany o 50%,), w stosunku do stosowania tradycyjnej metody eksploatacji (chodniki przyścianowe w obudowie ŁP), zmniejszył się o 8%.
4. Zastosowanie nowego kompleksowego rozwiązania technologicznego, skraca okresu eksploatacji ściany ze 106 do 71 dni roboczych. Skrócenie czasu pracy kompleksu ścianowego i pozostałych maszyn i urządzeń (kombajn, urządzenia odstawy, transportu, urządzeń zasilających, klimatyzacji itp.), w związku ze zmniejszeniem czasookresu pracy ściany, wygeneruje dodatkowy zysk.
5. Nowe kompleksowe rozwiązanie technologiczne, pozwala wyeliminować lub znacznie ograniczyć czasochłonność robót (np. rabowanie obudowy, przekładka przenośników itp.) i zabezpieczających (profilaktyka przeciwpożarowa, wentylacyjna itp.) związanych z eksploatacją ściany oraz ograniczenie ilości pracowników w rejonie skrzyżowań ściany z chodnikami przyścianowymi, co znacznie poprawia bezpieczeństwo pracującej załogi.

LITERATURA

[1] Głuch P.: Projekt kotwienia wzmacniającego obudowę podporową w chodnikach przyścianowych ściany 2-Z2 w pokładzie 510/2łd, w warunkach geologiczno-górniczych JSW S.A. KWK JAS-MOS.

[2] „ANKRA" Marian Polus: Projekt obudowy kotwiowo-podporowej chodnika podścianowego 29-C3 w pokładzie 510/1.

[3] „ANKRA" Marian Polus: Projekt obudowy kotwiowo-podporowej chodnika nadścianowego 29-C3 w pokładzie 510/1.

[4] „ANKRA" Marian Polus: Projekt obudowy kotwiowo-podporowej rozcinki ściany 29-C3 w pokładzie 510/1.

[5] „Geomechanika z podstawami ochrony środowiska górniczego i powierzchni terenu" autorstwa Mirosława Chudka. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej.

[6] Rułka K. + zespół: „Uproszczone zasady doboru obudowy odrzwiowej wyrobisk korytarzowych w zakładach wydobywających węgiel kamienny". GIG, Seria Instrukcje, nr 15, Katowice 2001.

[7] Obudowa górnicza. Zasady projektowania i doboru obudowy wyrobisk korytarzowych w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny. Politechnika Śląska, Instytut Eksploatacji Złóż, Gliwice 2000.

SOLVING
MINING'S
TOUGHEST
CHALLENGES
THROUGH WORLD-CLASS
PRODUCTS & DIRECT SERVICE℠

JOYGLOBAL

Every customer is a reference®

JOYGLOBAL

Potential for Increasing Safety & Drivage Performance in Poland

JBS Operational Excellence
Taking us to the next level

Entry Development & Continuous Mining

Roofbolting

- WHY ROOFBOLT

- Safety
    - Improvement
- Performance
    - Improvement
- Cost per metre
    - Improvement
- The mining cycle
    - Improvement

JOYGLOBAL
© 2015 Joy Global Inc. All rights reserved

Safety

- Steel arches
  - Do not prevent rock failure
  - Prevent failed rock from falling into the roadway
  - Must be strong enough to support the weight of the failed rock

- Bolting
  - The bolts confine the rock
  - The bolts resist rock failure.
  - We measure, monitor and understand what is happening in the roof.
  - The bolting system is adaptable to the conditions, the roadway design and the support installed appropriate.

JOYGLOBAL
© 2015 Joy Global Inc. All rights reserved

Safety

- Temporary Support
  - All bolting systems utilise temporary roof support to provide protection.
    - Mesh panels and rams
    - Canopy protection on machine.
  - No-one has to go under un-supported ground.







JOYGLOBAL
© 2015 Joy Global Inc. All rights reserved

Safety

- Temporary Support
  - All bolting systems utilise temporary roof support to provide protection.
    - Mesh panels and rams
    - Canopy protection on machine.
  - No-one has to go under un-supported ground.

  - Is available no matter what choice of equipment
    - Continuous miner
    - Miner Bolter
    - Entry Development

- ‘The introduction of rockbolts as a primary support and the introduction of the mesh cage support system have enabled accidents caused by falls of ground to be reduced’.
- ‘Approximately 95% of roadways in UK Coal Mines are supported by rockbolts yet less than 20% of the accidents occur in these roadways’

Inspector of Mines, UK – Ground control in Coal Mines in Great Britain

JOYGLOBAL
© 2015 Joy Global Inc. All rights reserved

Safety

- Manual Handling
  - Steel arches – 20-40Kg per metre
  - Have to be got around machine
  - Floor conditions
  - Multiple runs required for one cycle (2/3 piece arch, mesh, struts)



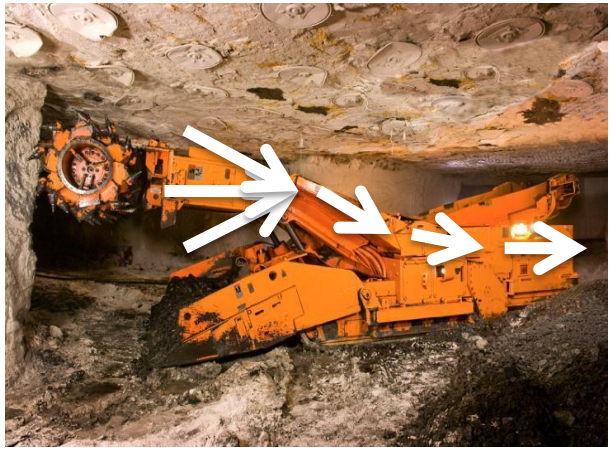
- Roofbolts
  - One piece roof mesh – folded
  - 22mm roofbolt weighs approximately 10% per meter that of arches
  - Typical UK requirement for one cycle, 5.5m x 3.0m high –
    - One top mesh with combined plastic side mesh
    - 8 x 22mm x 2.4m roof bolts
    - 6 x 22mm x 1.8m rib bolts
    - Quickly, easily carried forward



JOYGLOBAL
© 2015 Joy Global Inc. All rights reserved

Safety

- All Development machines offer Integrated ventilation systems
  - On board scrubbers
    - Ventilation right at the point of cut
    - Cleansing of air
    - Ensures compliance with COSHH 2002 regulations with personal sampling in mines.



- No additional ventilation ducting in the development.
- No additional operations advancing/ retracting ducting.
- No additional auxiliary fan to site.
- No more working at height.



JOYGLOBAL
© 2015 Joy Global Inc. All rights reserved

Performance

- Continuous Miner
  - Single entry
  - Place change

  - Single entry
    - Use primarily Longwall development
    - Cut then bolt (cut cycle typically 4 mins -5.5mH x 3.2mW x 1m depth
    - Bolting usually manual, compressed air borer
    - Usually minimum 2 borers in operation
    - Typical bolt pattern in UK,
      - 8 x 2.4m roofbolts
      - 6 x 1.8m rib bolts
      - Fully meshed roof and sides
    - Typical performance in colliery plans 16-20m per day (8 hour shift including travelling).



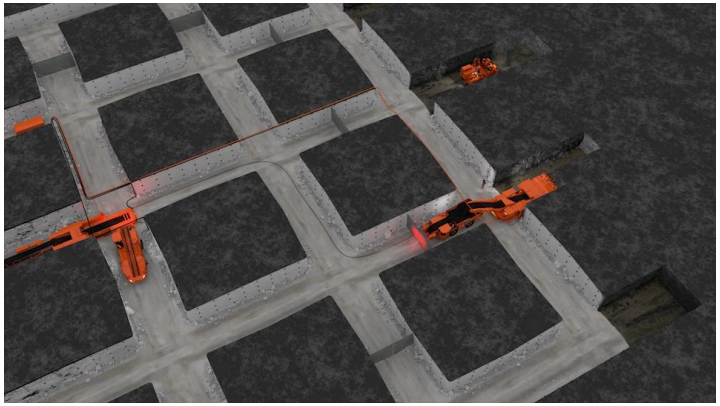


JOYGLOBAL
© 2015 Joy Global Inc. All rights reserved

Performance

- Continuous Miner
  - Single entry
  - Place change

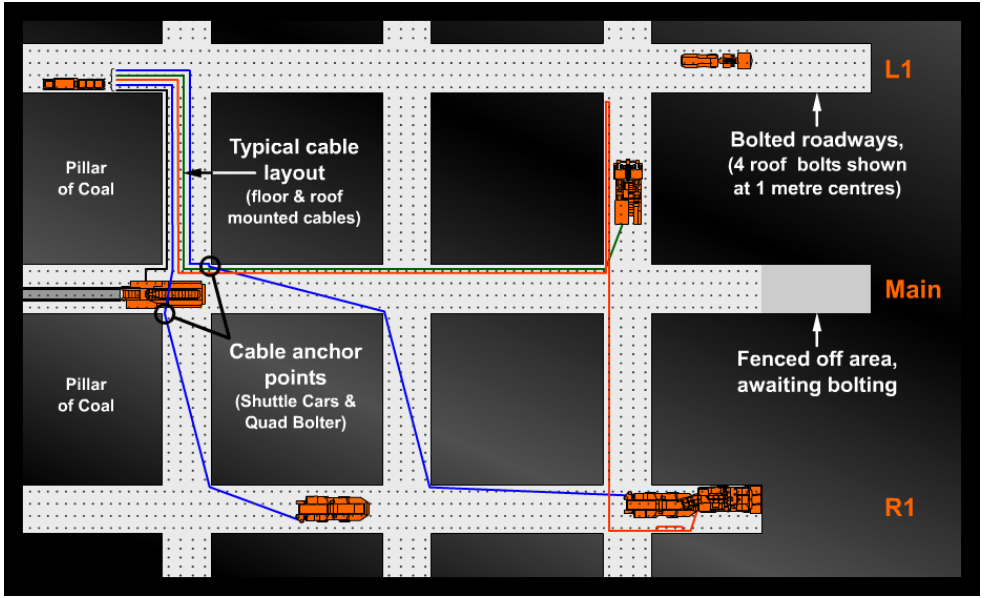
  - Place Change
    - Requires permission for extended cut out
      - Usually from 5m - 15m
    - Cut out, then machine tracks to new entry to allow allow bolting.
    - Bolting carried out with minimum twin boom bolter (quad bolter, 4 bolters)
    - Typical bolt pattern in UK,
      - 8 x 2.4m roofbolts
      - 8 x 1.8m rib bolts
      - Fully meshed roof and sides
    - Typical performance 20m per shift (8 hours)



JOYGLOBAL
© 2015 Joy Global Inc. All rights reserved

Performance

- Place Change Performance
  - Used as production method
  - Typical 5 road, 4 pillar system
    - 6m wide roads, pillars 20-25m (dependent on depth)
  - Equipment
    - 1 x CM, 2 x SC's, 2 x Bolters, 1 x Feeder
- India
  - 3m to 4m seam
  - 10,000 – 12,500T per week (6)
  - **4 x roof bolts every 1.5m**
  - **18 hours per day**
- South Africa
  - 3m to 4.9m seam
  - 12,000 – 20,000T per week
  - **4 x roof bolts every 1.5m**
  - **20 hours per day**



5-entry Room & Pillar

JOYGLOBAL
© 2015 Joy Global Inc. All rights reserved

Performance

Below shows typical cycle time workings for CM in a 3.5m seam and shuttle cars

CONTINUOUS MINER ACTIVITY		running time			running time			running time	TOTAL RUNNING TIME
Sump in 0.7	15	15			15			15	15
Shear down	36	51	Fill car		51			51	51
Back up	4	55	Fill car		55			55	55
Shuttle car full - away	0	55	Shuttle car run of 16m	8	63			63	63
Raise boom	20	75	Turn at junction	5	68			68	68
Sump in	9	84			68	Shuttle car to CM 22m	11	79	79
		84	Shuttle car run of 16m	8	76	Position at CM	5	84	84
Complete sump in 1.4	6	90	Turn at junction	5	81	Fill car	6	90	90
Shear down	36	126	Shuttle car run of 16m	8	89	Fill car	36	126	126
Back up	4	130	Position at box end	5	94	Fill car	4	130	130
		130	Discharge	45	139	Shuttle car run of 22m -clear junction	11	141	141
Raise boom	20	150	Shuttle car run of 16m	8	147	Shuttle car run of 16m	8	149	149
Sump in 2.1	15	165	Turn at junction	5	152	Turn at junction	5	154	154
		165	Shuttle car run of 16m	8	160	Shuttle car run of 16m	8	162	162
		165	Turn at junction	5	165	Position at box end	6	168	167
		165	Shuttle car run of 18m	9	173	Discharge	45	213	176
		165	Position at CM	5	178	Shuttle car run of 16m	8	221	181

This shows the CM cutting and loading 23 tonne in 130 seconds.

JOYGLOBAL
© 2015 Joy Global Inc. All rights reserved

Performance

- Miner Bolter
  - Cut out and then bolt from same machine
    - Working on the machine not around it.
  - Single entry or twin entry – typically LW development
  - Closest bolt to face distance
    - Better machine if roof conditions variable/weak
    - 4 roof bolters and 2 rib bolters

  - Performance
    - Russia typical bolting pattern
      - 6 x 2.4m roofbolts
      - 4 x 1.8m rib bolts
      - Typical performance 150m per week

    - Australia
      - Lighter bolt density (4 x 1.8m roof, 2 x 1.2m rib)
      - Over 300m per week.





JOYGLOBAL
© 2015 Joy Global Inc. All rights reserved

Performance



- Entry Development – LW Development
  - Simultaneous cut and bolt
    - Working on the machine not around it.
  - Advantageous with high bolt density, fully utilise cutting time
  - Single entry, twin entry, multi-entry
  - Automated cutting sequences
  - 4 roof bolters and 2 rib bolters – Can all be used simultaneously
  - Typical cut and bolt cycle – 550 seconds (100% efficiency)

  - Typical performance
    - Now measured in metres per hour
    - Light bolt density
      - 3m per hour
      - 16 to 20m per shift.



JOYGLOBAL
© 2015 Joy Global Inc. All rights reserved

Performance

- Junction Formation
  - No crossing off steel work
  - No complicated design
  - No removal of support







- No difficult transport of long girders

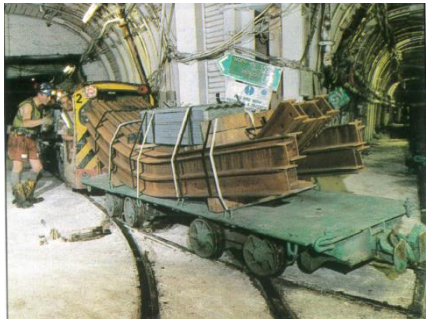
Left photograph junction turn onto 8m wide roadway

JOYGLOBAL
© 2015 Joy Global Inc. All rights reserved

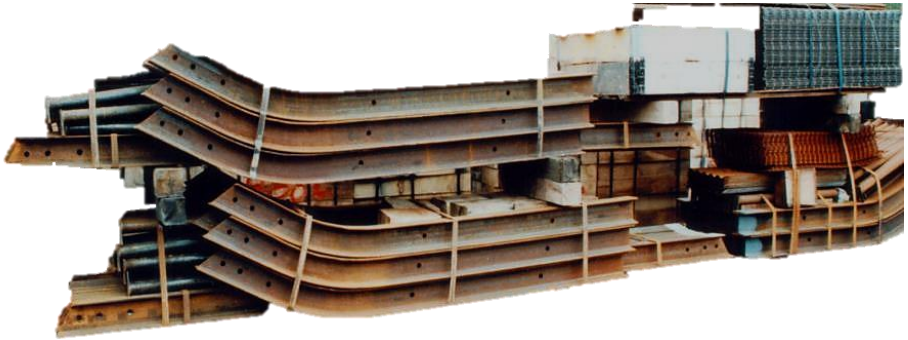
Logistics

- Reduction in transport
- Reduction in fleet
  - Vehicles
  - Manpower
  - Maintenance
- Efficiency improvements









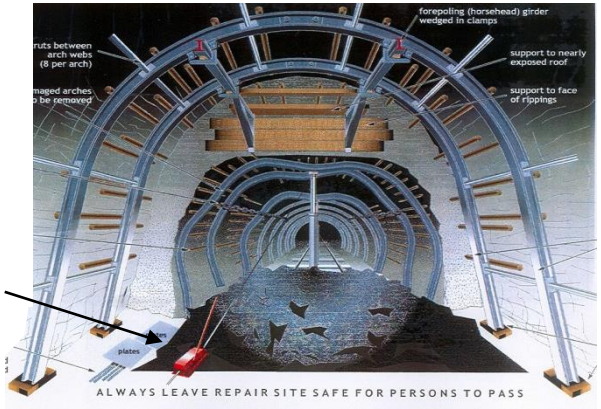
10m advance:

- Fully meshed with plastic rib mesh
- Flat-top steel fully meshed

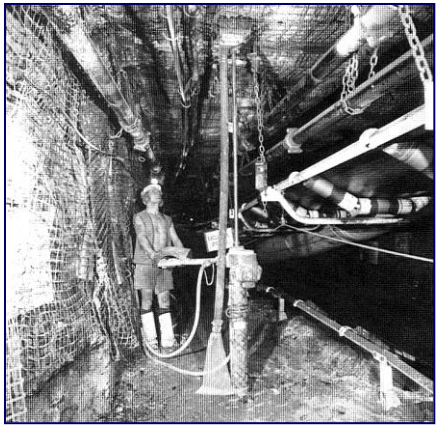
JOYGLOBAL
© 2015 Joy Global Inc. All rights reserved

Repair Work

- Arches
  - Requires support to be withdrawn.
  - Arches badly deformed.
  - Ground disturbed.
  - High risk falls of ground
  - Labour intensive
  - Usually requires machinery
  - Cannot undermine legs with floor heave



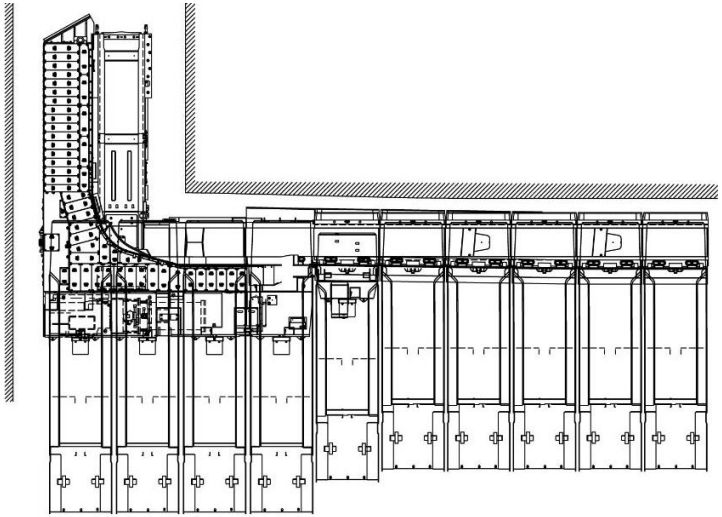
- Roofbolted
  - Support remains in place
  - Movement is small – measured
  - Support is additional to that already in place
  - Usually 2 man operation
  - Hand held drilling equipment
  - Minimal impact on mine operation



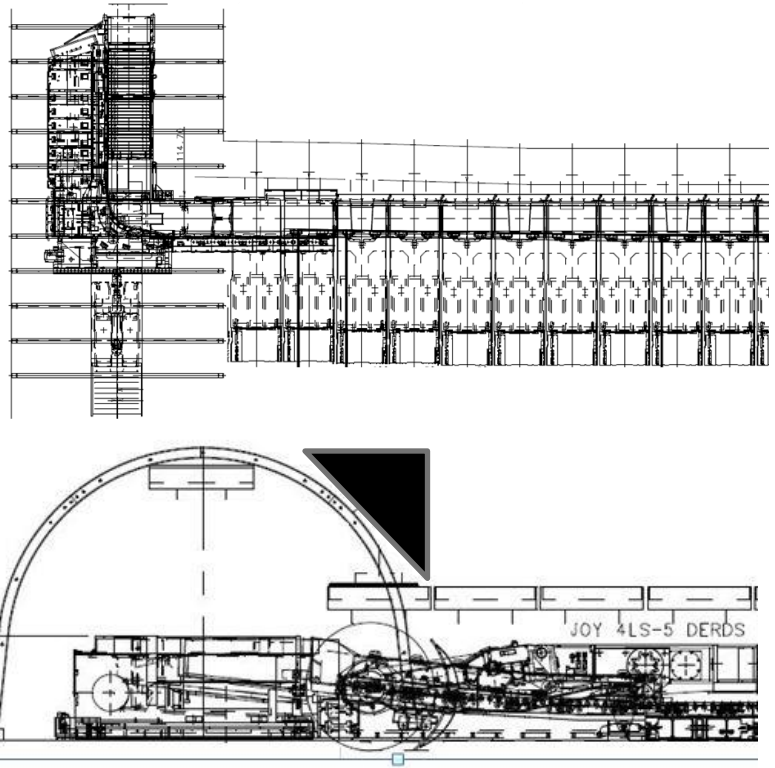
JOYGLOBAL
© 2015 Joy Global Inc. All rights reserved

Longwall Performance

- Improved ‘T’ Junction



≠



JOYGLOBAL
© 2015 Joy Global Inc. All rights reserved

Longwall Performance

- Improved ‘T’ Junction





JOYGLOBAL
© 2015 Joy Global Inc. All rights reserved

Longwall Performance

- Improved ‘T’ Junction
  - Support does not have to be removed
  - Sequence can be fully/part automated
  - Manpower reduction
    - Reduction in gate work
    - Improved safety - in area of high activity
  - Machine cuts in quicker and turns
    - Cycle time improvement
  - Longwall Performance increase
    - 1 minute quicker turn-round, @ 5m/min cutting speed, 2.5m seam, 0.8m web.
    - Revenue benefit of £870 EVERY cut at £30 per tonne.

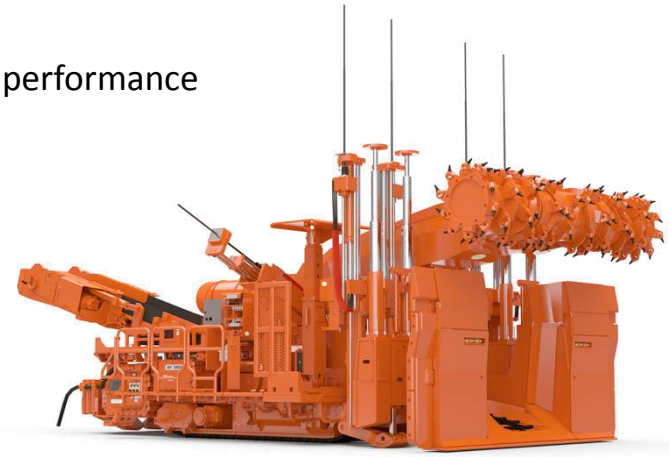


JOYGLOBAL
© 2015 Joy Global Inc. All rights reserved

Summary

- Bolting can deliver improvements across the whole mining cycle
  - Specifically in development performance
  - Production system in room and pillar mining

- Additional benefits in all aspects of operation which will improve mine efficiency
  - Safety
  - Cost
  - Longwall performance





JOYGLOBAL
© 2015 Joy Global Inc. All rights reserved

Techniczne i ekonomiczne aspekty połączenia KWK Bielszowice i KWK Pokój

Krzysztof Bujas

KWK Bielszowice

Zenon Kubista

KWK Pokój

Marek Maruszczyk

Kompania Węglowa S.A.(Centrala)

STRESZCZENIE/ABSTRACT

Wobec ograniczonych możliwości dalszej istotnej zmiany kosztów, w związku z kolejno realizowanymi programami antykryzysowymi, dostosowawczymi i naprawczymi wynikającymi z radykalnego spadku cen węgla, koniecznym jest podejmowanie działań wybiegających poza obręb jednej kopalni. W wyniku takich poszukiwań opracowano koncepcję opłacalnego z punktu widzenia firmy łączenia KWK Pokój oraz KWK Bielszowice. Model funkcjonowania połączonych kopalń wskazuje na możliwość osiągania lepszych wskaźników techniczno-ekonomicznych w stosunku do tych jakie kopalnie osiągałyby działając niezależnie.

Due to limited possibilities of further cost reduction necessary for implementation of anti-crisis, adaptation and repair programmes undertaken on the grounds of dramatic fall in coal prices, the need for taking actions in excess of the range of operations of one coal mine was revealed. As a result of search for a solution to these problems, a concept for merger between Pokój Coal Mine and Bielszowice Coal Mine was presented. The operating model of the merged coal mines indicates a possibility of achieving better technical and economic results than would be achieved if the coal mines were acting separately.

Słowa kluczowe: KWK Pokój, KWK Bielszowice, restrukturyzacja, połączenie techniczne, zasoby operatywne, likwidacja zbędnych mocy produkcyjnych, zatrudnienie, zmniejszenie kosztów, modernizacja, inwestycje.

Keywords: Pokój Coal Mine, Bielszowice Coal Mine, restructuring, merger, operable resources, liquidation of unnecessary production resources, employment, cost reduction, modernization, investments

1. WPROWADZENIE

Od początku swojego istnienia Kompania Węglowa S.A. prowadzi szeroko zakrojone działania restrukturyzacyjne mające na celu dostosowanie Spółki do wymogów funkcjonowania w warunkach gospodarki rynkowej i zwiększenia jej konkurencyjności. Konieczność ich podjęcia wyniknęła przede wszystkim z wystąpienia w tym okresie szeregu zjawisk gospodarczych dla polskiego górnictwa niekorzystnych, takich jak:

- spadek produkcji przemysłowej i recesja gospodarcza,
- zmniejszenie się energochłonności rynku krajowego, głównie za sprawą zmian w strukturze wytwarzania oraz wprowadzania energooszczędnych technologii w przemyśle i budownictwie,
- niskie ceny węgla na rynkach światowych,
- odchodzenie gospodarek wielu krajów, także w pewnym stopniu polskiej, na rzecz ropy naftowej i gazu ziemnego [1].

W dotychczas określanych modelach funkcjonowania KW S.A. nie zakładano likwidacji całkowitej kopalń. Realizowane przekształcenia organizacyjne w zakresie restrukturyzacji technicznej kopalń wynikały z analizy sytuacji grupy sąsiadujących ze sobą zakładów górniczych, pod kątem poprawy efektywności wykorzystania zdolności produkcyjnych, stworzenia warunków optymalizacji procesów inwestycyjnych w zakresie infrastruktury podziemnej i powierzchniowej, ułatwienia technologicznych połączeń, ułatwienia koordynacji robót górniczych w rejonach przygranicznych dla ograniczenia stopnia zagrożeń naturalnych, szkodliwego oddziaływania na powierzchnię terenu grupy zakładów przy racjonalnym wykorzystaniu zasobów, zalegających w rejonach przygranicznych i filarach ochronnych.

Łączone kopalnie będą zachowywały swoje złoża w niezmienionym stanie. Można przyjąć, że likwidacja jednego z ruchów połączonych kopalń spowoduje, że w dyspozycji kopalni będzie całe dotychczasowe złoże, łącznie z filarami ochronnymi i granicznymi. W przypadku kończenia się bazy zasobowej i wygaszania eksploatacji na jednym z ruchów połączonych kopalń filary ochronne dla szybów, zakładów głównych, wyrobisk dołowych oraz filary graniczne będzie eksploatowała pozostała kopalnia. Prowadzone działania w tym zakresie pozwolą na zmianę postrzegania poszczególnych zakładów górniczych jako odrębnych ogniw produkcji, w kierunku modelu wzajemnego dopełnienia się sumy ich potencjału produkcyjnego i zasobowego [2].

KWK Bielszowice posiada znaczną ilość zasobów operatywnych najlepszego jakościowo węgla oraz niewykorzystane zdolności produkcyjne poszczególnych ogniw procesu technologicznego, w tym głównie w zakresie wentylacji, odstawy urobku i transportu pionowego oraz w zakresie zdolności Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla (ZPMW).

Z kolei w graniczącej z nią KWK Pokój wysoki poziom sczerpania zasobów ogranicza techniczne i ekonomiczne możliwości samodzielnego funkcjonowania przy zapewnieniu odpowiedniego poziomu rentowności. Stąd jedynym racjonalnych rozwiązaniem problemów obu kopalń jest ich połączenie.

2. KRÓTKI RYS HISTORYCZNY

2.1 KWK Bielszowice

Kopalnia Węgla Kamiennego Bielszowice powstała w 1895 r. W 1976 r. została połączona z samodzielną dotąd Kopalnią Zabrze przyjmując nazwę KWK Zabrze – Bielszowice. W roku 1977 kopalnia wróciła do swej dawnej nazwy. Do roku 2000, kiedy to zakończono likwidację ruchu Poręba (dawna Kopalnia Zabrze), kopalnia funkcjonowała w ramach Rudzkiej Spółki Węglowej S.A. (RSW S.A.) jako zakład dwuruchowy. Obecnie kopalnia jest zakładem jednoruchowym, wchodzącym w skład Kompanii Węglowej S.A. [3].

2.2 KWK Pokój

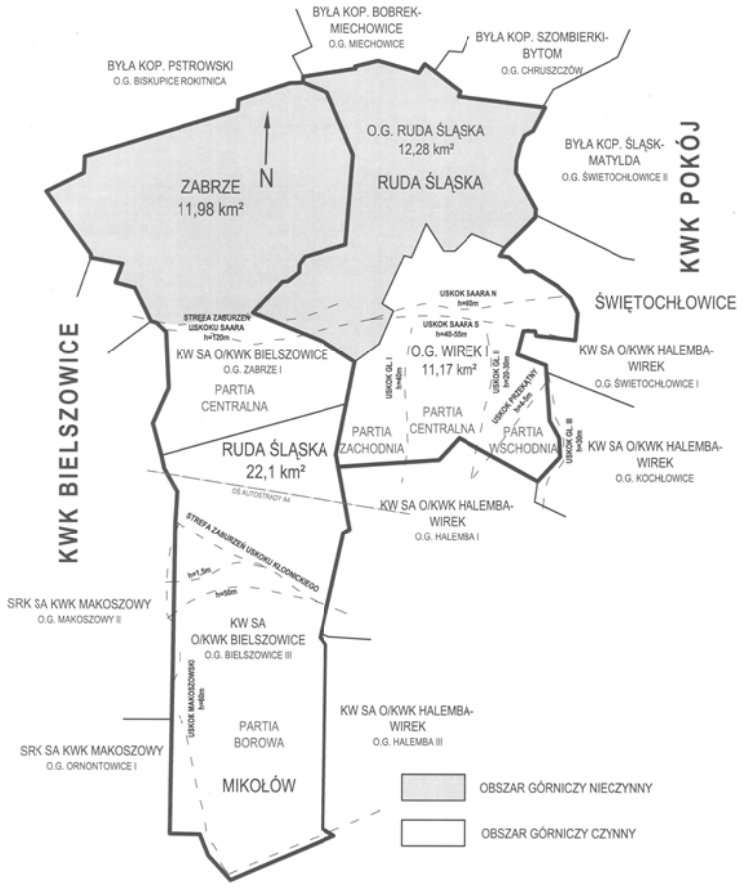
Kopalnia Pokój jest jedną z najstarszych kopalń węgla kamiennego na Górnym Śląsku, której początki działalności sięgają przełomu XVIII w. W 1752 r. powstała bowiem Kopalnia Wawel, jedna z czterech samodzielnych kopalń, które w latach pięćdziesiątych ubiegłego wieku eksploatowały złoże dzisiejszej Kopalni Pokój, tj. Walenty – Wawel, Paweł, Wanda – Lech i Pokój. W 1968 r. połączono Kopalnię Wanda – Lech i Kopalnię Pokój pod wspólną nazwą KWK Pokój. W 1971 r. kopalnie Walenty – Wawel i Paweł połączone zostały w jedno przedsiębiorstwo pod nazwą KWK Wawel. Z dniem 01.04.1993 r. KWK Pokój i KWK Wawel znalazły się w strukturach RSW S.A. W roku 1995 r. postawiono w stan likwidacji KWK Wawel przez połączenie z KWK Pokój [4].

3. STAN AKTUALNY

3.1. Ogólna charakterystyka Kopalni Bielszowice

Kopalnia Bielszowice zajmuje obszar 34,10 km^2 (Rys. 1). Położona jest na terenie trzech miast, tj. Rudy Śląskiej, Zabrza i Mikołowa. Od wschodu graniczy z kopalniami: Pokój i Halemba-Wirek, od południa z udokumentowanym złożem Śmiłowice, od północy z byłą Kopalnią Pstrowski, zaś od zachodu z kopalniami: Budryk i Makoszowy.

Złoże przecięte jest dwiema dużymi strefami uskokowymi o przebiegu równoleżnikowym: uskokiem Saara i uskokiem Kłodnickim, dzielącymi obszar górniczy na partię Centralną i partię Borowa.



Rys. 1. Mapa obszarów górniczych w kopalni Bielszowice i KWK Pokój.

Fig. 1. Map of the mining area of Bielszowice Coal Mine and Pokój Coal Mine.

Według operatu ewidencyjnego na dzień 31.12.2014 r. kopalnia posiada 42,2 mln ton zasobów operatywnych - do końca koncesji, tj. do roku 2020, a 144,8 mln ton zasobów operatywnych - na czas wykraczający poza tę datę. Ponadto kopalnia posiada 1431 mln m^3 zasobów

bilansowych i 314 mln m^3 zasobów przemysłowych metanu. W pasie autostrady A4 znajduje się 37 % zasobów operatywnych, czyli około 54,1 mln ton węgla.

Blisko 96 % zasobów operatywnych kopalni stanowią węgle koksowe typu: 34.1, 34.2 i 35.1, charakteryzujące się wysoką wartością opałową (31000 – 34000 kJ/kg), niską zawartością siarki (ok. 0,4 – 0,5 %) i popiołu (max. 7 %). Ich zaletą są dobre właściwości koksotwórcze.

Kopalnia Bielszowice posiada aktualnie osiem szybów, w tym trzy wentylacyjne, dwa wydobywcze i trzy materiałowe. Z siedmiu poziomów funkcjonujących obecnie w kopalni Bielszowice pięć spełnia funkcję wentylacyjną (516m, 642m, 700m, 780m, 900m), jeden wydobywczą (1 000m), jeden wydobywczo – wentylacyjną (840m).

Zdolność produkcyjna frontu eksploatacyjnego przygotowana jest na 9500 t/d, zaś ZMPW na 20000 t/d nadawy brutto. Zdolności produkcyjne pozostałych ogniw również znacznie przekraczają możliwości wydobywcze kopalni (brutto): transport pionowy pozwala na wydobycie 22400 t/d, odstawa urobku na około 20000 t/d a wentylacja na 21000 t/d.

W ZPMW realizowane są następujące przedsięwzięcia inwestycyjne i modernizacyjne umożliwiające przejęcie dodatkowej ilości węgla z sąsiednich kopalń:
- modernizacja zbiornika węgla surowego o pojemności 7000 - 8000 t zwiększającego retencję węgla na powierzchni zakładu do 11000 t,
- modernizacja zwałów i powiększenie ich powierzchni,
- zakup i zabudowa zwałowarki.

Ponadto dla zwiększenia produkcji węgla koksowego kopalnia planuje modernizację Zakładu Wzbogacania Miału w zakresie modernizacji węzła flotacji, modernizacji węzła odwadniania flotokoncentratu i modernizacji węzła odwadniania odpadu flotacyjnego.

Kategorie zagrożeń naturalnych dla pokładów przewidzianych do eksploatacji w KWK Bielszowice przedstawiono w tabeli 3.1:

Tabela 3.1. Skala i rodzaj zagrożeń występujących w KWK Bielszowice.

Table 3.1. Scale and types of natural hazards in Bielszowice Coal Mine.

		Pokład							
		401	405/2	407/3	408	504	506	507	510
Zagrożenie metanowe	kategoria	I i II	I-IV						
Zagrożenie tąpaniami	stopień	I	I i III	I i III	III				I i III
Zagrożenie pożarowe	grupa	I, II i III							
Zagrożenie wodne	stopień	I i II							
Zagrożenie wybuchem pyłu	klasa	B							
Zagrożenie wyrzutami gazów i skał	kategoria	Nieskłonne							
Warunki stropowe	klasa	II-IV	II-V	I-III	II-IV			III-IV	III-IV
Warunki spągowe	klasa	I-II							
Urabialność	klasa	Węgiel łatwo i bardzo łatwo urabialny							

Kopalnia Bielszowice eksploatuje węgiel w pokładach o najwyższej skali zagrożeń naturalnych. W 2015 roku 99,5 % wydobycia pochodziło z pokładów IV kategorii zagrożenia metanowego i około 89 % z pokładów III stopnia zagrożenia tąpaniami. Metanowość bezwzględna kopalni wyniosła 65,41 m^3/min, metanowość bezwzględna ścian do 30,6 m^3/min. Kopalnia należy także do I grupy kopalń o najwyższym zagrożeniu klimatycznym.

Łączna liczba zatrudnionych w KWK Bielszowice na dzień 31.12.2015 r. wyniosła 3058 osób Na dole pracowało 2435 osób a na powierzchni 523, tj. 17 % ogółu zatrudnionych. Zatrudniano także pracowników firm obcych zajmujących się przede wszystkim robotami

przygotowawczymi i pracami specjalistycznymi w ilości średnio 255 pracowników dołowych na dobę.

Analiza stażu pracy załogi KWK Bielszowice pozwala stwierdzić, że stosunkowo duży udział w strukturze zatrudnienia (25,4 %) mają pracownicy z krótkim stażem, w przedziale 6 – 10 lat pracy.

3.2. Ogólna charakterystyka Kopalni Pokój

Obszar górniczy kopalni Pokój o powierzchni 23,45 km^2 położony jest w północno – zachodniej części GZW. W skład obszaru górniczego Kopalni Pokój (Rys. 1) wchodzą: obszar górniczy Wirek I (była Kopalnia Pokój) - o powierzchni 11,17 km^2 i obszar górniczy Ruda Śląska (dawna Kopalnia Wawel) - o powierzchni 12,28 km^2. Cały obszar górniczy Kopalni Pokój znajduje się w obrębie miasta i gminy Ruda Śląska. KWK Pokój graniczy od strony południowej oraz wschodniej z KWK Halemba-Wirek, od strony zachodniej i południowo-zachodniej z KWK Bielszowice, od strony północnej z byłą kopalnią Bobrek-Centrum.

Największym zaburzeniem geologicznym jest uskok Saara, który na terenie kopalni Pokój rozdziela się na dwa równoległe uskoki: Saara północna i Saara południowa. Do większych dyslokacji należą także: uskok główny I, uskok główny II zachodni, uskok główny II wschodni, uskok główny III i uskok przekątny, które dzielą złoże na pięć partii:
- północna – położona na północ od uskoku Saara,
- międzyuskokowa – pomiędzy uskokiem Saara północna i uskokiem Saara południowa,
- zachodnia – położona na zachód od uskoku głównego I,
- środkowa – pomiędzy uskokiem głównym I i uskokiem głównym II wschodnim,
- wschodnia – pomiędzy uskokiem głównym II wschodnim i uskokiem głównym III.

Dodatkowo w obszarze górniczym występują bardzo liczne uskoki małe o zrzutach 0,5 – 5,0m, lokalnie do 15,0m. Uskoki te w zasadniczy sposób utrudniają eksploatację i czyste wybieranie pokładów, a w szczególności mechanizację robót w ścianach [5].

Według operatu ewidencyjnego na dzień 31.12.2014 r. kopalnia posiada 8,7 mln ton zasobów operatywnych - w okresie koncesji oraz 23,2 mln ton - w całym złożu. Z dodatkowymi zasobami możliwymi do pozyskania ze złoża Halemba oraz Bielszowice wielkości te wynoszą odpowiednio 10,7 mln ton i 30,8 mln ton.

Około 73,8 % zasobów operatywnych stanowią węgle koksowe typu: 34.1 i 34.2. Średnie wartości parametrów jakościowych węgla przedstawiają się następująco:
- wartość opałowa 29026 kJ/kg,
- zawartość popiołu 10,6 %,
- zawartość siarki całkowitej 0,70 %.

Kopalnia Pokój posiada aktualnie cztery szyby, w tym dwa wentylacyjne, jeden szyb wydobywczy i jeden zjazdowo – materiałowy oraz jeden szybik międzypoziomowy.

Z czterech czynnych poziomów dwa pełnią funkcję wentylacyjną (320m i 450m), a dwa wydobywczo – wentylacyjną (600m i 790m).

Zdolność produkcyjna frontu wydobywczego przygotowana jest na 5300 t/d. Zdolność pozostałych ogniw ciągu technologicznego również, jak w przypadku KWK Bielszowice, znacznie przekracza możliwości wydobywcze i kształtuje się następująco – Tabela 3.2[4]:

Tabela 3.2. Zdolności produkcyjne poszczególnych ogniw produkcyjnych KWK Pokój.
Table 3.2. Production capacity of the specified elements in the production chain of Pokój Coal Mine.

Zdolności produkcyjne poszczególnych ogniw produkcyjnych [Mg/d]					
Zdolność produkcyjna	Front	Wentylacja	Transport poziomy	transport pionowy	ZPMW
5 300	5 300	10 500	12 000	12 000	12 000

Kategorie zagrożeń naturalnych dla pokładów przewidzianych do eksploatacji w KWK Pokój zostały przedstawione w Tabeli 3.3.

Tabela 3.3. Skala i rodzaj zagrożeń występujących w KWK Pokój.
Table 3.3. Scale and types of natural hazards in Pokój Coal Mine.

		Pokład								
		413/2	414/1	414/2	416wd	418	502/1	502/2	504	510
Zagrożenie metanowe	kategoria	II	I		I i III		I		I i II	
Zagrożenie tąpaniami	stopień	I	nie	I	I i III	III				
Zagrożenie pożarowe	grupa	III			II	III				II
Zagrożenie wodne	stopień	I i II								
Zagrożenie	klasa	B								
Zagrożenie	kategoria	Nieskłonne								
Warunki stropowe	klasa	II-IV	III-V	II-IV				zroby	II-VI	III-IV
Warunki spągowe	klasa	III-VI	VI	V-VI		V	III-IV	VI	III-VI	III
Urabialność	klasa	II-III	II		II-III	-	II-III	II	II-III	II

KWK Pokój zasadniczo prowadzi eksploatację pokładów słabo i średnio zagrożonych. Dominującym zagrożeniem jest zagrożenie pożarowe. Metanowość bezwzględna kopalni jest niska i wynosi 4,82 m^3/min.

Łączna liczba zatrudnionych w KWK Pokój na dzień 31.12.2015 r. wyniosła 1702 osoby, z czego na dole pracowało 1267 osób a na powierzchni 435, tj. 25 % ogółu zatrudnionych. Oprócz pracowników własnych na terenie kopalni pracują także pracownicy firm obcych zajmujących się przede wszystkim robotami przygotowawczymi i pracami specjalistycznymi w ilości średnio 76 pracowników dołowych na dobę. Analiza stażu pracy pozwala stwierdzić, że stosunkowo duży udział (37,2 %) w strukturze zatrudnienia mają pracownicy ze stażem w przedziale 1 – 5 lat pracy. Grupa najbardziej doświadczonych pracowników w przedziale 21 – 25 lat pracy obejmuje blisko 34,5 % ogółu zatrudnionych. Prognozę zatrudnienia do roku 2025 przedstawiono w tabeli 3.4.

Tabela 3.4. Zatrudnienie w KWK Pokój w latach 2015-2025
Table 3.4. Employment in Pokój Coal Mine over the period 2015 – 2025.

Miejsce pracy	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025
Pod ziemią	1327	1240	1135	1047	974	940	940	940	940	940	940
Na powierzchni	449	375	215	167	162	145	125	115	105	95	85
Ogółem zatrudnienie	1776	1615	1350	1214	1136	1085	1065	1055	1045	1035	1025

W planach na lata 2016-2025 kopalnia założyła model outsourcingowy, który dotyczy przede wszystkim wykonywania robót udostępniających i przygotowawczych oraz robót w oddziałach pomocniczych (obłożenie komór montażowo-demontażowych, montaż, demontaż i transport przenośników ścianowych podczas likwidacji lub zbrojenia, obsługa szybów i przenośników taśmowych odstawy głównej itp.) [5]. W związku z tym zakładana wielkość robót udostępniających i przygotowawczych w latach 2015-2020 wykonywanych siłami własnymi i przy pomocy firm obcych kształtować się będzie następująco (tabela 3.5.)[5]:

Tabela 3.5. Roboty przygotowawcze własne i obce w KWK Pokój w latach 2015-2020
Table 3.5. Internal and external preparatory works in Pokój Coal Mine over the period 2015 – 2020.

Lata	Wielkość robót udostępniających i przygotowawczych [m]	Wskaźnik natężenia robót	Wielkość robót udostępniających i przygotowawczych wykonywanych przez:	
			kopalnię	firmy obce

2015	3 803	3,4	3 129	674
2016	7 457	5,4	2 310	5 147
2017	6 065	4,4	2 005	4 060
2018	6 310	4,6	0	6 310
2019	6 430	4,6	0	6 430
2020	6 735	4,9	0	6 735

3.3. Podstawowe wskaźniki techniczne KWK Bielszowice i KWK Pokój w latach 2010-2015

Kształtowanie się podstawowych wskaźników technicznych obu kopalń w okresie od 2010 do 2015 roku przedstawia tabela 3.6.

Tabela 3.6. Podstawowe wskaźniki techniczne
Table 3.6. Main technical parameters.

KWK BIELSZOWICE	**JM**	**2010**	**2011**	**2012**	**2013**	**2014**	**2015**
Wydobycie brutto-urobek	ton	2 113 553	2 213 368	2 178 580	2 557 297	2 600 729	2 413 422
Wydobycie węgla handlowego	ton	1 764 100	1 863 535	1 854 031	2 074 000	2 020 000	2 074 942
	t/d	7 000	7 395	7 387	8 296	8 112	8 267
Wydajność na 1 zatrudnionego	t/prac	522,54	542,04	511,60	582,26	590,99	657,70
Wartość opałowa wydobytego węgla	GJ/t	27,460	26,635	27,138	27,448	27,223	27,251
Postęp robót chodnikowych	mb	8 038	7 439	6 915	7 726	7 760	8 281
Inwestycje	zł/t	26,18	33,16	53,96	62,20	29,41	25,38

KWK POKÓJ	**JM**	**2010**	**2011**	**2012**	**2013**	**2014**	**2015**
Wydobycie brutto-urobek	ton	1 721 188	1 613 481	1 816 275	1 511 195	1 441 260	1 488 149
Wydobycie węgla handlowego	ton	1 288 100	1 262 400	1 282 600	1 211 681	1 033 380	1 108 181
	t/d	5 112	5 010	5 110	4 847	4 218	4 415
Wydajność na 1 zatrudnionego	t/prac	595,95	597,37	610,80	593,10	534,60	624,00
Wartość opałowa wydobytego węgla	GJ/t	22,613	23,474	21,868	23,537	22,237	21,652
Postęp robót chodnikowych	mb	7 085	8 346	6 777	5 817	4 823	3 803
Inwestycje	zł/t	7,75	9,55	11,26	10,00	4,69	5,56

4. POŁĄCZENIE TECHNICZNE POMIĘDZY KWK BIELSZOWICE I KWK POKÓJ

4.1 Przesłanki do realizacji połączenia kopalni Pokój z kopalnią Bielszowice

Zasadniczymi przyczynami podjęcia decyzji o połączeniu technicznym kopalń, są w przypadku KWK Pokój:

- ograniczona żywotność kopalni, spowodowana znacznym sczerpaniem złoża i małymi zasobami operatywnymi zarówno w okresie koncesyjnym, jak i w całym złożu, a także niskim wskaźnikiem efektywnego wykorzystania zasobów operatywnych (~44 %),

- systematycznie zmniejszający się poziom zatrudnienia w grupie pracowników dołowych do stanu, w którym od roku 2018 całość robót przygotowawczych (6310m) i likwidacyjno – zbrojeniowych miałaby być wykonywana przez firmy obce, a dynamika tego wzrostu w stosunku do wykonu firm obcych z roku 2015 (674m) wynosi 936 %, a w roku 2020 prawie 1000 % (tabela 3.5.),

- ograniczony poziom nakładów inwestycyjnych w latach 2004 – 2015 spowodowany m. in. przyjęciem w strategii rozwoju i funkcjonowania Kompanii Węglowej w latach 2007 – 2015 założeń restrukturyzacyjnych, według których od roku 2009 miał się rozpocząć proces łączenia z kopalnią Bielszowice i stopniowego wygaszania wydobycia w kopalni Pokój,

- duży poziom niedoinwestowania obiektów i węzłów technologicznych ZPMW – konieczność podjęcia licznych działań naprawczych i modernizacyjnych polegających na gruntownym odnowieniu parku maszynowego [4],

- zły stan techniczny szybu wydechowego Otylia uniemożliwiający praktycznie dalsze jego funkcjonowanie poza rok 2017, bez kosztownego, kapitalnego remontu i modernizacji,

- większość planowanej eksploatacji (około 80 %) znajdować się będzie w granicach filarów ochronnych III kategorii ustanowionych dla poszczególnych dzielnic Rudy Śląskiej, zawierających szereg obiektów o kategorii odporności niższej niż filar,

- eksploatacja partii zachodniej obszaru górniczego KWK Pokój wymagać będzie odprowadzenia dodatkowej ilości powietrza zużytego do kopalni Bielszowice, co skutkować będzie koniecznością przebudowy co najmniej 1145m wyrobisk wentylacyjnych tej kopalni.

Dodatkowo:

- w znacznym stopniu niewykorzystane możliwości ogniw produkcyjnych obu kopalń,
- konieczność częściowego przewietrzania na szyby wentylacyjne KWK Bielszowice w latach 2018 – 2020 robót przygotowawczych związanych z wykonaniem połączenia z KWK Halemba – Wirek, w rejonie filara szybów Północnych.

4.2. Sposób realizacji połączenia technicznego kopalń

Połączenie techniczne polegać będzie na przekazywaniu urobku – całości wydobycia z kopalni Pokój na magistralę taśmową na poziomie 840m kopalni Bielszowice i następnie wyciągnięcie tego urobku szybem V przedział A na powierzchnię i skierowanie go do zakładu przeróbczego.

W wyniku wdrożenia tego rozwiązania kopalnia Pokój zaprzestanie ciągnienia urobku szybem Wanda, wyłączy z ruchu i przeznaczy do likwidacji ZPMW wraz z bocznicą kolejową i zwałem węgla. Ponadto po przekierowaniu urobku do KWK Bielszowice możliwe będzie nieodpłatne przekazanie zbędnej infrastruktury na powierzchni KWK Pokój (43 obiekty) wraz z nieruchomościami gruntowymi, do Spółki Restrukturyzacji Kopalń S.A. Część zbędnego terenu (42 ha) może być przekazana miastu Ruda Śląska, a część przeznaczona do komercyjnego zbycia w ramach Zakładu Zagospodarowania Mienia.

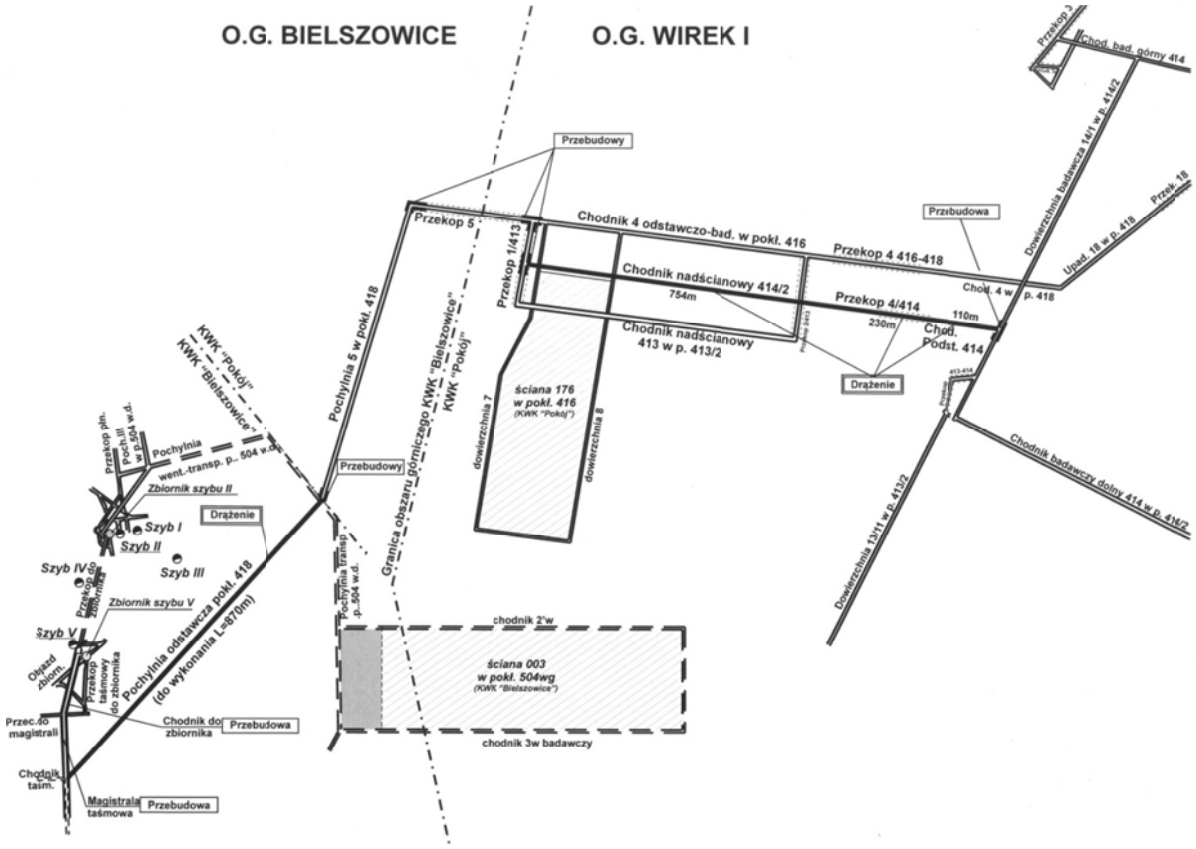
4.3. Zestawienie nakładów inwestycyjnych

Zbiorcze zestawienie nakładów inwestycyjnych (środki własne) przeznaczonych na realizację połączenia technicznego pomiędzy kopalniami Bielszowice i Pokój przedstawiono w tabeli 4.1.

Tabela 4.1. Zestawienie nakładów na połączenie techniczne KWK Bielszowice i KWK Pokój

Tabele 4.1. General cost of the merger of Bielszowice Coal Mine and Pokój Coal Mine.

Wyszczególnienie			2015 r.	2016 r.	Razem
Nakłady ogółem na przekierowanie urobku z KWK Pokój		**tys. zł**	**3 130,8**	**50 951,5**	**54 082,3**
I.	**Zadania realizowane od strony Ruchu „Bielszowice":**	**tys. zł**	**1 020,8**	**21 956,2**	**22 977,0**
Zadanie 1 – Roboty górnicze		tys. zł	1 020,8	12 719,2	13 740,0
Zadanie 2 – Zakupy		tys. zł	-	9 237,0	9 237,0
Zadanie 3 – Remont zbrojenia szybu V			-	-	1 278,0
II.	**Zadania realizowane od strony Ruchu „Pokój":**	**tys. zł**	**2 110,0**	**28 995,3**	**31 105,3**
Zadanie 4 – Roboty górnicze		tys. zł	2 110,0	12 897,0	15 007,0
Zadanie 5 – Zakupy		tys. zł	-	16 098,3	16 098,3



Rys. 2. Schemat połączenia technicznego pomiędzy KWK Bielszowice i KWK Pokój

Fig. 2. Scheme of the merger of Bielszowice Coal Mine and Pokój Coal Mine.

4.4. Zakres rzeczowo – finansowy projektu połączenia technicznego kopalń

Projekt połączenia technicznego obejmuje szereg przedsięwzięć inwestycyjnych po obu stronach, w tym głównie drążenia nowych wyrobisk kapitalnych i modernizację istniejących wyrobisk, którymi urobek przekierowany zostanie do Kopalni Bielszowice oraz zakupy i zabudowę środków trwałych w postaci przenośników taśmowych, wyposażenia elektrycznego, a także układów transportowych. [6]

4.4.1. Zadania realizowane od strony KWK Bielszowice

1. Roboty górnicze (Rys. 2):
   1.1 Modernizacja 409m wyrobisk „starej" magistrali węglowej na poziomie 840m.
   1.2 Drążenie pochylni odstawczej w pokładzie 418 – długość 870m.
2. Zakupy:
   2.1 Zakup i zabudowa 3 przenośników taśmowych 1200mm o łącznej długości 1210m.
   2.2 Zakup i zabudowa wagi taśmowej i popiołomierza w poch. odstawczej w pokł. 418.
3. Remont zbrojenia szybowego szybu V - przedział A.

4.4.2. Zadania realizowane od strony KWK Pokój

1. Roboty górnicze (Rys 2:
   1.1 Drążenie 864m wyrobisk i 3 skrzyżowań w pokładzie 44/2.
   1.2 Wykonanie przekopu 4/414 – długość 230m.
   1.3 Modernizacja 355m wyrobisk oraz 2 skrzyżowań wyrobisk.
2. Zakupy i zabudowa materiałów i środków trwałych:
   2.1 Kolejka podwieszana z napędem własnym tj. ciągnik spalinowy z zestawami transportowym i do jazdy ludzi oraz kompletna trasa kolejki podwieszanej o długości 2200m.
   2.2 Zakup i zabudowa 5 przenośników taśmowych 1200mm o łącznej długości 2250m.
   2.3. Zakup i zabudowa wagi taśmowej na przenośniku 1200mm.
   2.4 Rurociągi: Ø100, Ø150 i Ø185 o łącznej długości 5500m.
   2.5 Dwie stacje transformatorowe wraz z kablami i przewodami.

4.5. Efekty ekonomiczne projektu połączenia

1. Metodyka obliczenia efektu ekonomicznego.

Metodykę oparto o wyliczenie różnicy pomiędzy spadkiem kosztów działalności KWK Pokój wynikającej z przekierowania urobku do KWK „Bielszowice" a wzrostem wydatków po stronie KWK Bielszowice. Różnica kosztów została odniesiona do wielkości nakładów niezbędnych do technicznego połączenia kopalń.

Połączenie techniczne umożliwi:

- po stronie KWK Pokój:
  1) zaprzestanie ciągnienia urobku szybem Wanda,
  2) zatrzymanie ruchu ZPMW, a w dalszej kolejności jego likwidację,
  3) wyeliminowanie potrzeby utrzymania bocznicy kolejowej i zwałów węgla,
  4) rezygnacja z usług pracowników firm obcych zatrudnionych w ZPMW,
  5) rezygnacja z usług firm odbierających kamień,
  6) zmniejszenie ilości osób zatrudnionych przy obsłudze przenośników,
  7) zmniejszenie stanu zatrudnienia załogi, poprzez alokację pracowników: ZPMW, Działu Kontroli Jakości oraz Działu Obsługi Klienta do innych Oddziałów Kompanii

Węglowej S.A. (Pracownicy ZPMW z KWK Pokój w ilości 30 osób od roku 2017 przejdą do KWK Bielszowice, a pozostali będą zatrudnieni przy likwidacji maszyn i urządzeń na ZPMW).

Natomiast po stronie KWK Bielszowice połączenie spowoduje:

1) wzrost kosztów ciągnienia dodatkowej ilości urobku szybami wydobywczymi,
2) wzrost kosztów eksploatacji ZPMW,
3) wzrost kosztów utrzymania bocznicy kolejowej i lokowania kamienia,
4) wzrost ilości osób zatrudnionych przy obsłudze przenośników i szybów,
5) wzrost kosztów transportu poziomego.

W obliczeniach efektywności uwzględniono uzyskanie dodatkowej ilości węgla z drążonych wyrobisk połączeniowych.

2. Dane do obliczeń :

a) spadek kosztów po stronie KWK Pokój w skali roku: 38 130,0 tys. zł
b) wzrost kosztów po stronie KWK Bielszowice w skali roku 14 078,0 tys. zł
c) nakłady związane z połączeniem 54 082,3 tys. zł
d) przychody uzyskane ze sprzedaży węgla pochodzącego z drążenia wyrobisk połączeniowych:

- po stronie KWK Pokój 800,0 tys. zł
- po stronie KWK Bielszowice 4 942,0 tys. zł

Razem: 5 742,0 tys. zł

3. Obliczenie efektywności:

$$R = S - W = 38\,130{,}0 \; - \; 14\,078{,}0 \; = \; 24\,052{,}0 \; tys.zł/\,rok$$

R – roczny spadek kosztów wynikający z połączenia technicznego
S – spadek kosztów po stronie KWK Pokój
W – wzrost kosztów po stronie KWK Bielszowice

$$N_T = N - U = 54\,082{,}3 - 5\,742{,}0 = 48\,340{,}3 \text{ tys. zł}$$

N – nakłady na połączenie techniczne
N_T – nakłady netto (pomniejszone o uzysk z drążenia)
U – przychody ze sprzedaży węgla z drążenia z wyrobisk połączeniowych

C – czas po którym oszczędności wynikające z połączenia zrównoważą wydatki

$$C = \frac{N_T}{R} = \frac{48\,340{,}3}{24\,052{,}0} = 2 \; lata$$

Wniosek:
Nakłady na połączenie techniczne kopalń będą skutkowały obniżeniem kosztów funkcjonowania obu kopalń począwszy od 2017 roku. Zwrot poniesionych nakładów nastąpi po 2 latach tj. w roku 2019.

5. PODSUMOWANIE

Połączenie kopalń: Bielszowice i Pokój umożliwi:

- po przejęciu wydobycia z KWK Pokój optymalne wykorzystanie potencjału technicznego KWK Bielszowice, w tym głównie szybów i ZPMW,

- lepsze wykorzystanie bazy zasobowej w filarach ochronnych i granicznych,

- znaczące ograniczenie kosztów funkcjonowania KWK Pokój,
- zlikwidowanie lub zbycie znaczącej części infrastruktury KWK Pokój,
- uproszczenie struktury organizacyjnej,
- wykorzystanie frontu wydobywczego o mniejszej skali zagrożeń naturalnych w KWK Pokój jako alternatywę dla frontu wydobywczego KWK Bielszowice, prowadzonego w pokładach o najwyższej skali zagrożeń naturalnych na wypadek zdarzeń nadzwyczajnych, np. pożaru, tąpnięcia czy zagrożenia metanowego,
- utrzymanie elastyczności w realizacji potrzeb jakościowych rynku, w związku z wysoką jakością węgla w KWK Bielszowice i podjętymi technicznymi warunkami transportu urobku z KWK Pokój,
- akceptowalne społecznie zmniejszenie zatrudnienia w oparciu o odejścia naturalne,
- uzyskanie rentowności,
- stworzenie lepszego stanowiska negocjacyjnego w procesie pozyskania ewentualnych inwestorów z uwagi na jakość produkcji i perspektywę prowadzenia rentownej działalności.

Model funkcjonowania połączonych kopalń wskazuje na możliwość osiągania lepszych wskaźników techniczno – ekonomicznych, w stosunku do tych, jakie kopalnie osiągałyby działając niezależnie.

Połączenie kopalń pozwoli na osiągnięcie łącznego wydobycia w wysokości 14,8 tys. ton/dobę, przy docelowym zatrudnieniu około 4 tys. osób co z kolei pozwoli na osiąganie wydajności w przeliczeniu na rok i pracownika na poziomie ponad 900 t/rok/prac. (obecnie około 640 t/rok/prac.). Tak więc obok poprawy wyniku finansowego wynikającego z wyeliminowania kosztów związanych częścią infrastruktury KWK Pokój (około 38 mln zł/rok), nowy podmiot wykorzysta efekt wynikający z osiągnięcia wyników produkcyjnych, a tym samym poziomu sprzedaży, mniej liczną załogą niż w warunkach braku połączenia kopalń. Efekt synergii liczony w warunkach poprawy wydajności, dający efekt rzędu 68 mln zł/rok w stosunku do stanu dzisiejszego, jest jednym z istotniejszych czynników uzasadniających połączenie kopalń. W zakresie zatrudnienia struktura wg miejsc wykonywania pracy winna kształtować się na zbliżonym do dzisiejszego poziomu, tj. 80%. Łączenie kopalń z uwagi na techniczne uwarunkowania wymusza podjęcie wcześniej opisanych przedsięwzięć inwestycyjnych, analizę zmiany kosztów związanych z przekazaniem wydobycia z jednej na drugą kopalnię, dostosowanie struktury zatrudnienia, zweryfikowania skali zatrudnienia firm obcych, konsekwentną i skuteczną z punktu widzenia realizacji celu racjonalizację kosztów w okresie przed i ich konsekwentną kontynuację po połączeniu kopalń, zwłaszcza w warunkach braku perspektyw na zwiększenie strony przychodowej. Wszystkie te działania, nawet w świetle ostatnio przeprowadzonych analiz, uzasadniają scenariusz łączenia kopalń w celu prowadzenia rentownej działalności. W związku z zapisami *Ustawy o zmianie funkcjonowania górnictwa węgla kamiennego z dnia 22.12.2015 r.* rozważane są dalsze, korzystne dla firmy, osiągnięcia zwiększenia efektu łączenia obydwu kopalń, w tym wydzielenie i przekazanie do SRK S.A. części przedsiębiorstwa. Brak realizacji takiego scenariusza oznaczałoby nieuzasadnioną rezygnację z wymiernych efektów wynikających z połączenia KWK Bielszowice i KWK Pokój oraz nowych warunków wynikających

z zapisów wymienionej Ustawy, a wpływających łącznie na poprawę kondycji finansowej Kompanii Węglowej S.A. w warunkach społecznie akceptowalnego zmniejszenia zatrudnienia.

LITERATURA

[1] Paszcza H. 2010: Procesy restrukturyzacyjne w polskim górnictwie węgla kamiennego w aspekcie zrealizowanych przemian i bazy zasobowej. Górnictwo i Geoinżynieria. Rok 34. Zeszyt 3, str. 63.

[2] Strategia rozwoju i funkcjonowania Kompanii Węglowej S.A. w latach 2007-2015, str. 50.

[3] Niechwiadowicz J. Kopalnia Węgla Kamiennego „Bielszowice" – perspektywy funkcjonowania do roku 2020. Wiadomości Górnicze 7-8/2004, str. 314.

[4] IGSMiE PAN Kraków Raport due diligence techniczne i środowiskowe oddziałów KW S.A. tom IX KWK Pokój. 2015 str. 9, 33, 34, 53, 78.

[5] Plan Rozwoju Oddziału KWK „Pokój" na lata 2015-2030, str. 6, 38, 43, 44, 53.

[6] Wniosek projektowy kompleksowy na ZOPKW WP-k.nrK-16/I/2/2015 - Połączenie techniczne KWK „Bielszowice" i KWK „Pokój"; Ruda Śląska, dnia 02.03.2015 r.

SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

Techniczne i ekonomiczne aspekty połączenia części systemów odstawy kopalń Chwałowice i Jankowice.

Technical and economic aspects of the combination part of the base system Chwałowice coal mine and Jankowice.

Kopalnia Węgla Kamiennego „Chwałowice”



Kopalnia Węgla Kamiennego „Jankowice”

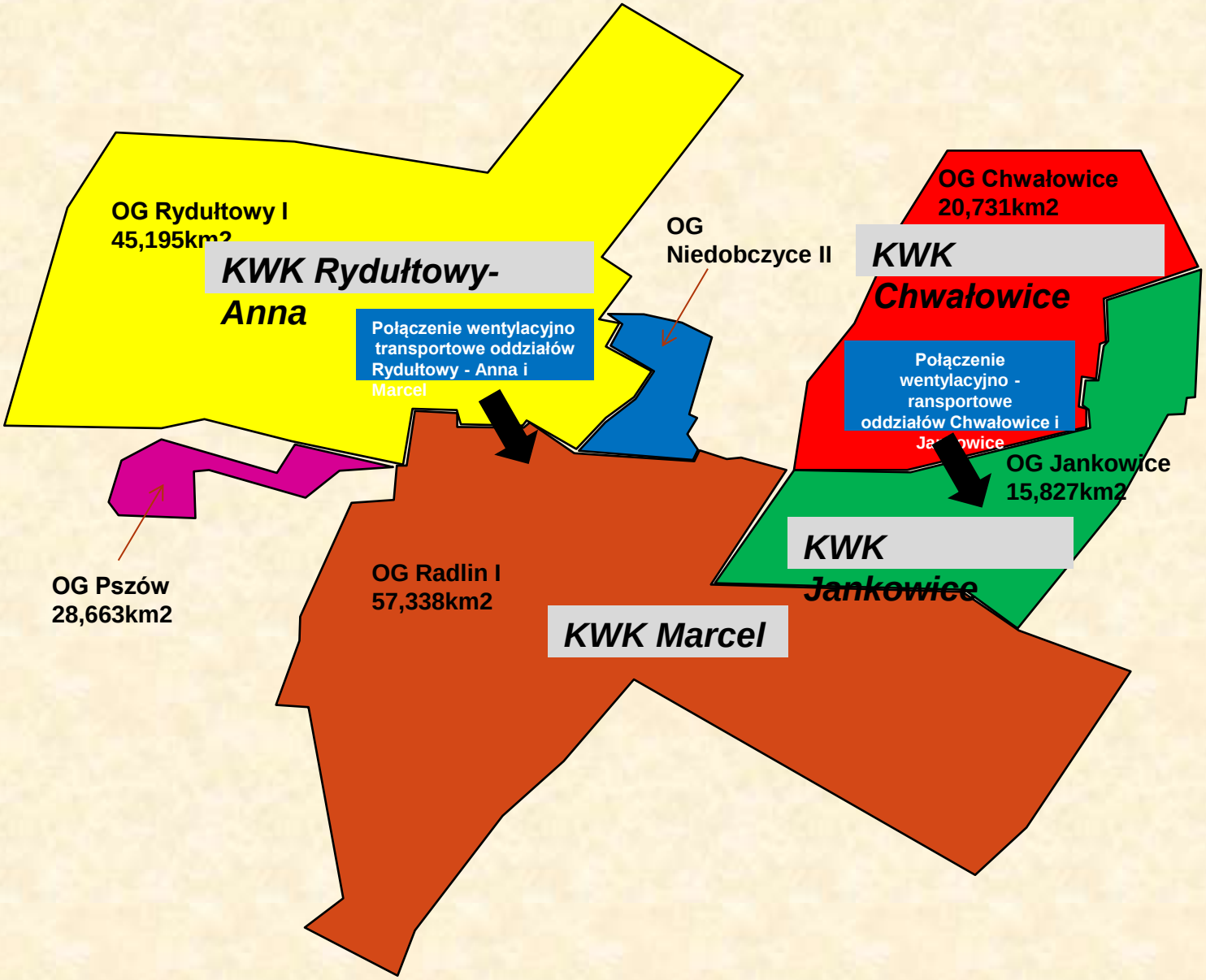


Kraków luty 2016r.

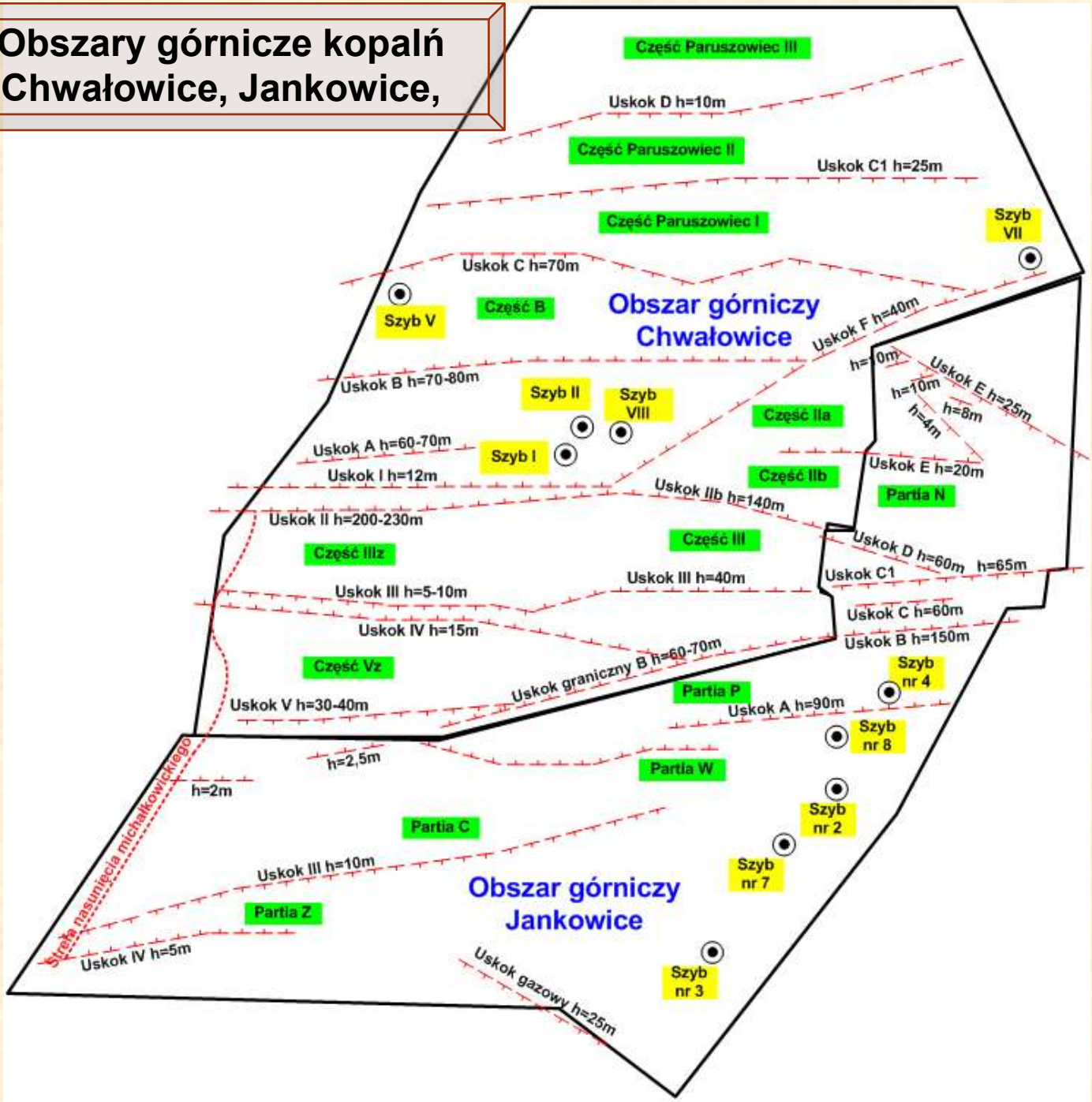
Położenie geograficzne kopalń Chwałowice, Jankowice, Marcel i Rydułtowy-Anna Kompanii Węglowej S.A.



Obszary górnicze kopalń Chwałowice, Jankowice, Marcel i Rydułtowy-Anna Kompanii Węglowej S.A.



Obszary górnicze kopalń Chwałowice, Jankowice,



Rys historyczny

KWK Chwałowice z lat 1930-1945



- 1903r. – rozpoczęcie budowy kopalni,
- 02.IX.1907r. – wydobycie pierwszej tony węgla.

KWK Jankowice z lat międzywojennych



- VII.1913r. – rozpoczęcie budowy kopalni,
- 21.VI.1916r. – wydobycie pierwszej tony węgla.

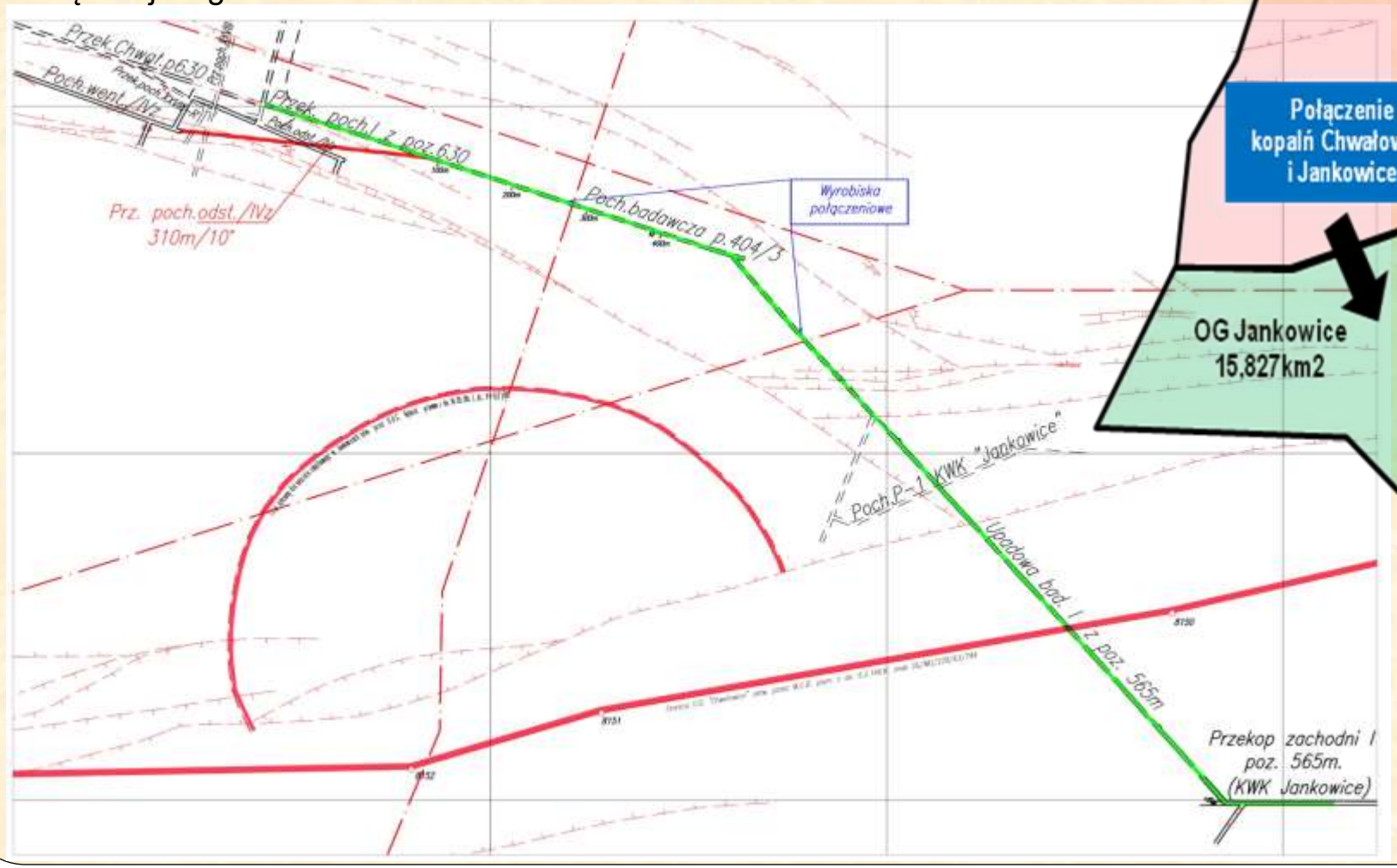
W kolejnych latach obie kopalnie wchodziły w skład:
- Rybnickiego Zjednoczenia Przemysłu Węglowego
- Zrzeszenia Kopalń Węgla Kamiennego, Rybnicko - Jastrzębskiego Gwarectwa Węglowego,
- Przedsiębiorstwa Eksploatacji Węgla „Południe”.
- Z dniem 23 grudnia 1989r. kopalnie uzyskały samodzielność.
- W dniu 1.04.93r. kopalnie weszły w skład Rybnickiej Spółki Węglowej S.A.
- od 31.01.2003r. kopalnie należą do Kompanii Węglowej S.A.

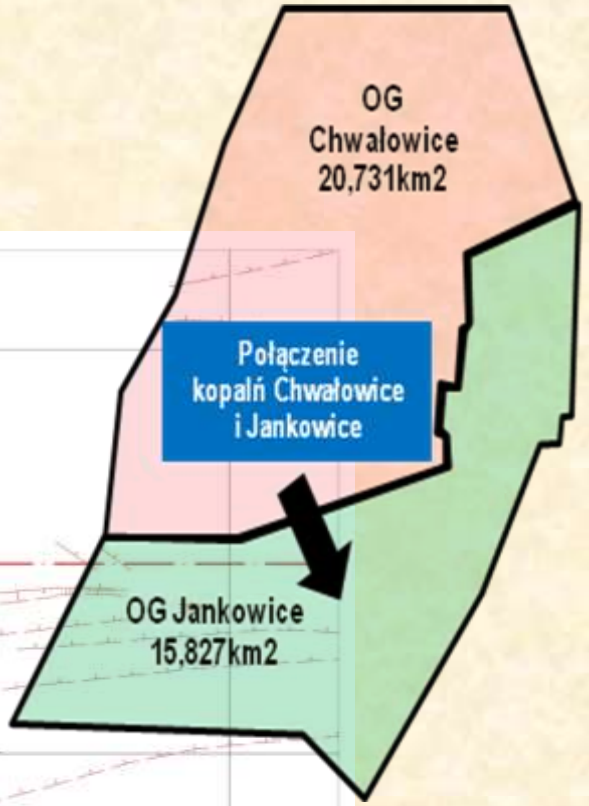
Rysunek połączenia dołowego kopalń na tle obszarów górniczych kopalń.
Drawing of underground connections of mines in the background areas of mines

Układ połączeniowy stanowią wyrobiska:

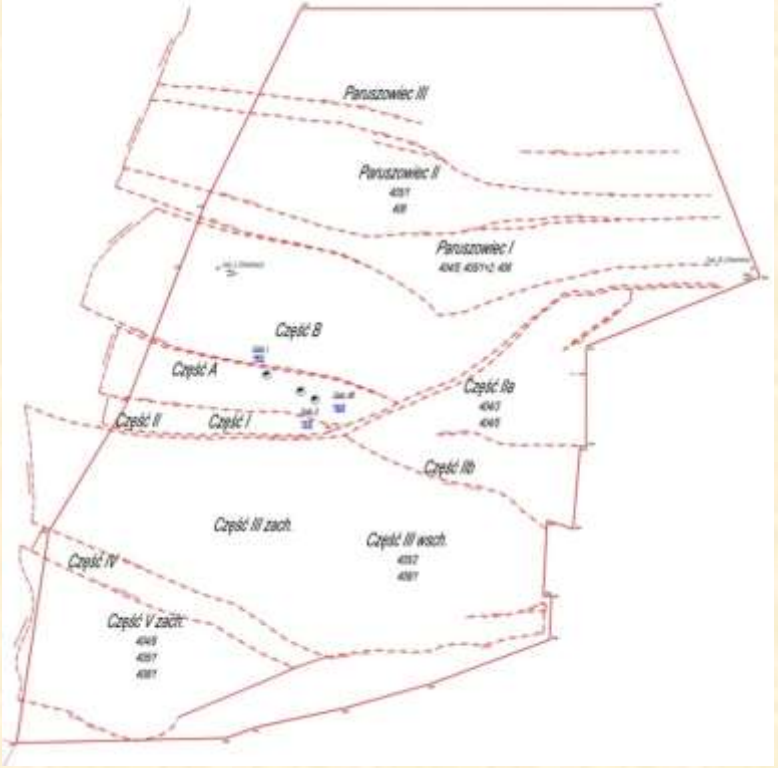
- *przekop pochyły I do poz. 630m*
- *pochylnia badawczej w pokładzie 404/3*
- *upadowa badawcza I*

o łącznej długości 1640mb.

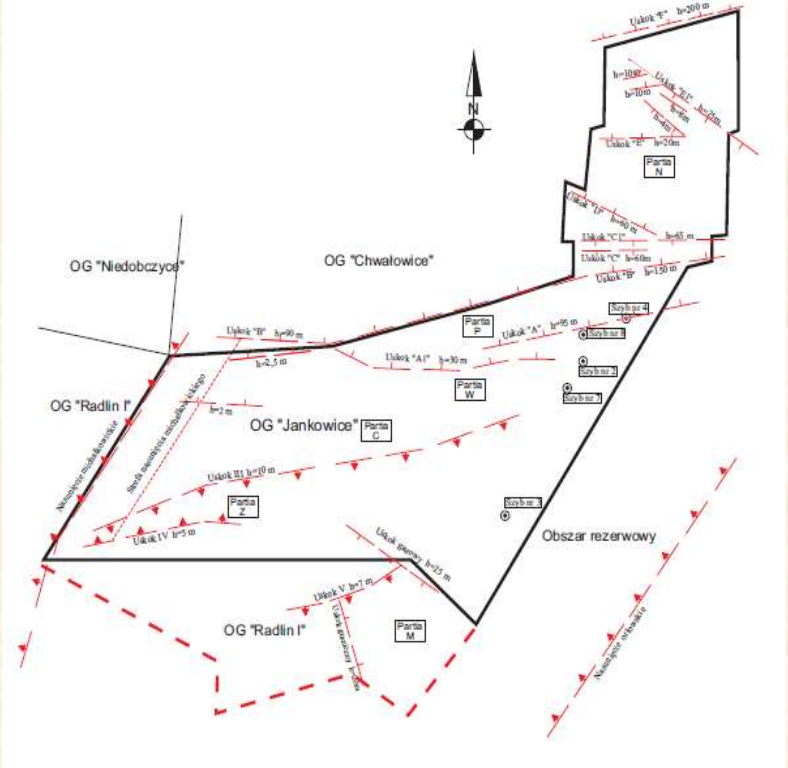




Tektonika obszaru górniczego kopalni Chwałowice
Tectonics minning area of Chwałowice Coal Mine



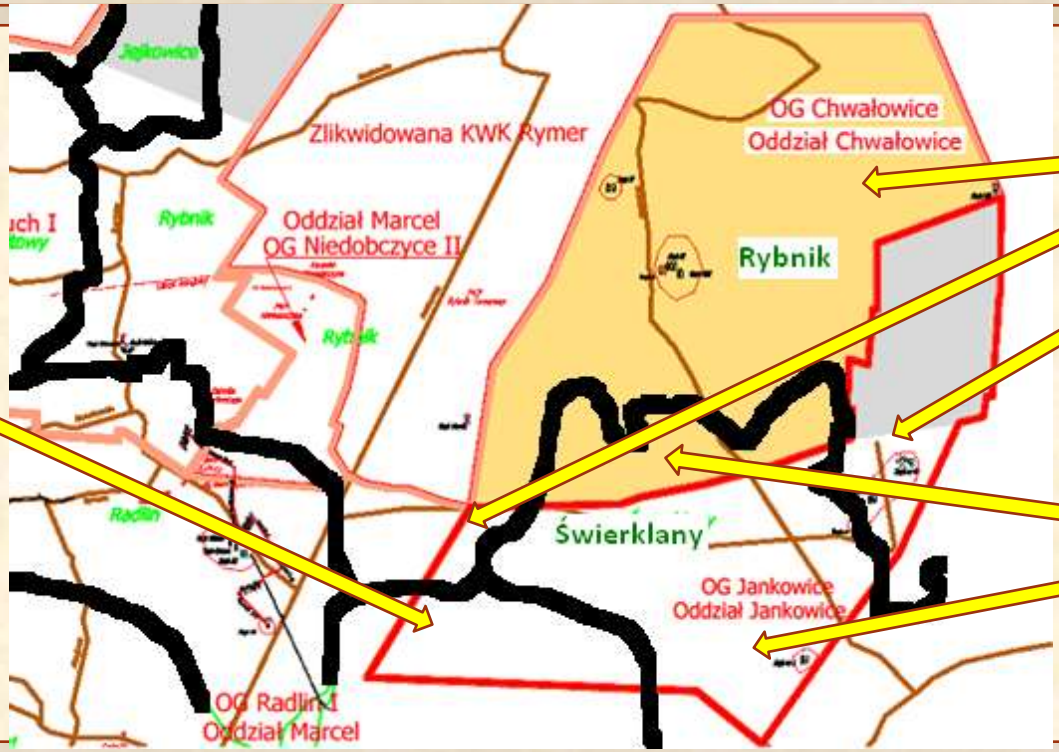
Tektonika obszaru górniczego kopalni Jankowice
Tectonics minning area of Jankowice Coal Mine



Zagrożenia naturalne KWK Chwałowice i KWK Jankowice.

Nazwa zagrożenia	KWK Chwałowice	KWK Jankowice
metanowe	I i III kategoria	I i III kategoria
wyrzutami gazów i skał	nie występuje	nie występuje
wybuchem pyłu węglowego	klasa A i B	klasa A i B
pożarowe	II, III i V grupa samozapalności	I do IV grupa samozapalności
tąpaniami	NT	NT i I stopień
wodne	I i II stopień	I i II stopień
Substancjami promieniotwórczymi	klasa A i B	niezagrożone
klimatyczne	nie występuje	nie występuje

Rysunek poglądowy obszarów górniczych KWK Chwałowice i KWK Jankowice
Drawing of mining areas of Chwalowice Coal Mine and Jankowice Coal Mine



Przynależność Do Gminy Marklowice

Przynależność do Miasta Rybnik

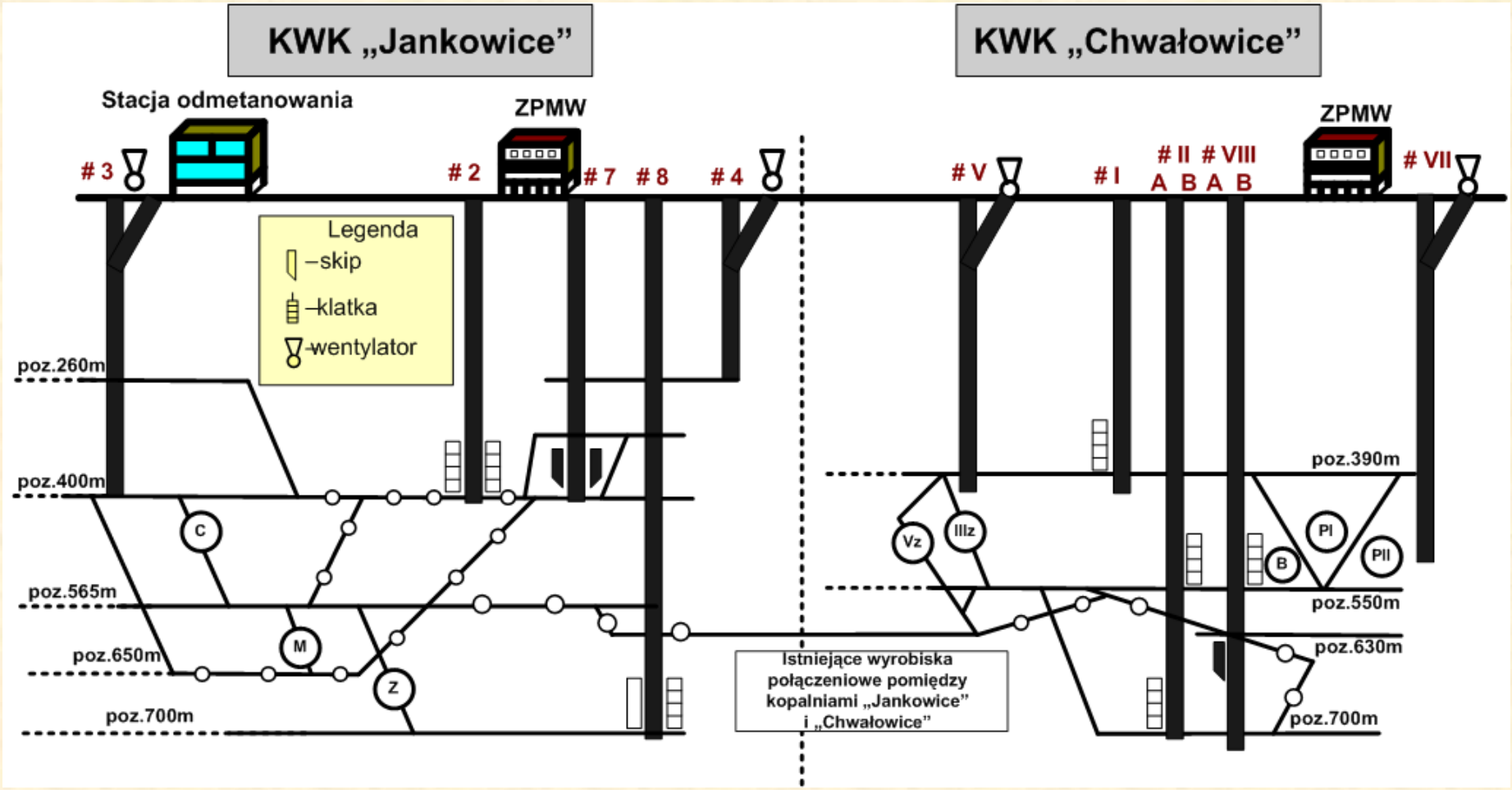
Przynależność do Gminy Świerklany

Podział administracyjny KWK Chwałowice i KWK Jankowice
Administrative divisions of "Chwalowice Coal Mine" and "Jankowice Coal Mine"

KWK „Chwałowice"			
Powiat	Gmina	Powierzchnia [km²]	Udział [%]
Powiat grodzki Rybnik	Miasto Rybnik	17,7	85,4
Powiat rybnicki	Gmina Świerklany	3,02	14,6
Razem		20,72	100,0
KWK „Jankowice"			
Powiat	Gmina	Powierzchnia [km²]	Udział [%]
Powiat grodzki Rybnik	Miasto Rybnik	5,3	33,5
Powiat rybnicki	Gmina Świerklany	7,9	50,0
Powiat wodzisławski	Gmina Marklowice	2,6	16,5
Razem		15,8	100

Aktualny model kopalni KWK Jankowice
Current model of Coal mine Jankowice

Aktualne modele KWK Chwałowice
Current model of Coal mine Chwalowice

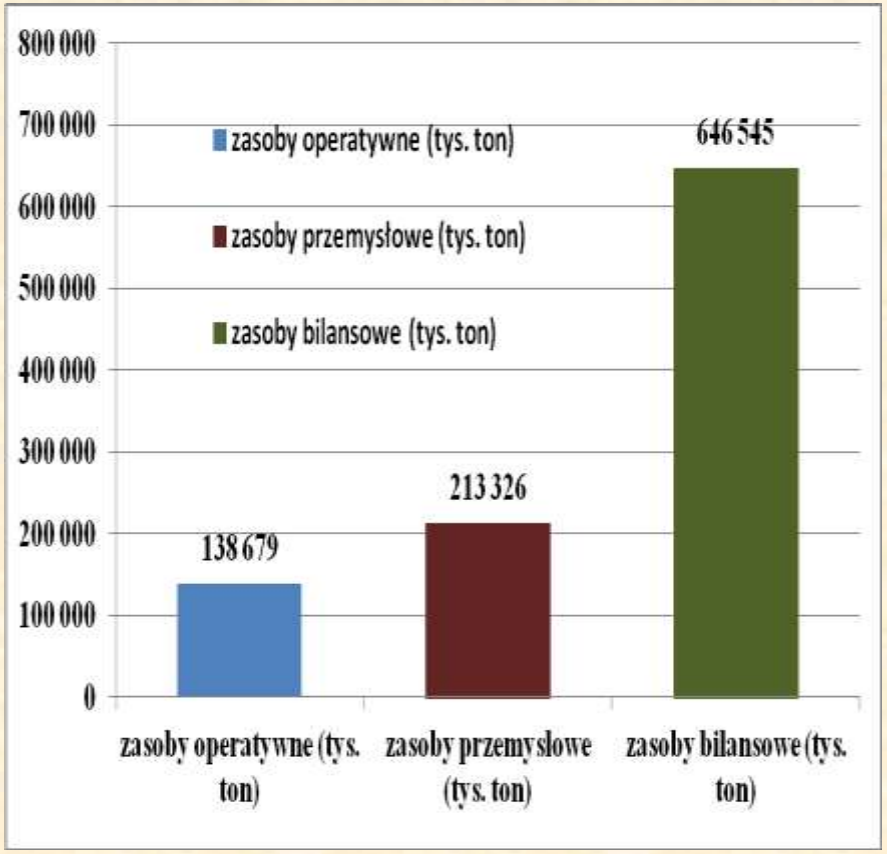


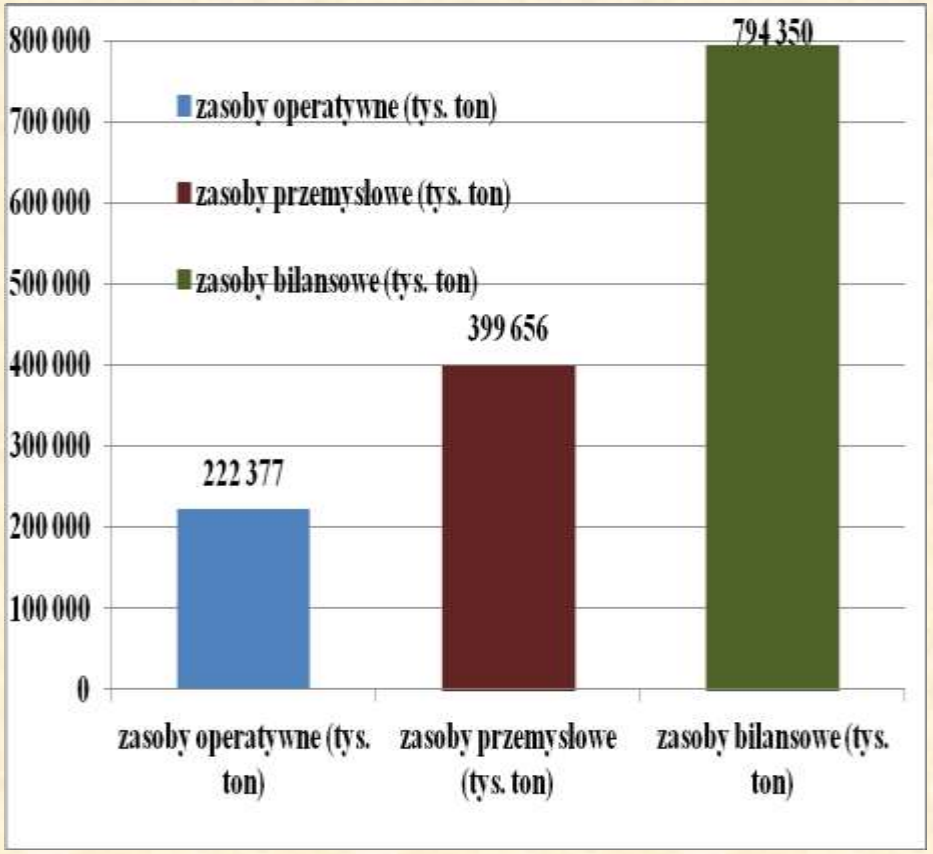
Udostępnienie poziome opiera się aktualnie na strukturze kamiennej i kamienno-węglowej.
W kopalni funkcjonują podstawowe poziomy tj:
- poziom 260m jako poziom wentylacyjny,
- poziom 400m jako poziom wydobywczy,
- poziom 565m jako poziomy zjazdowo materiałowy,
- poziom 700m – w budowie.

Udostępnienie poziome opiera się aktualnie na strukturze kamiennej i kamienno-węglowej.
W kopalni funkcjonują poziomy tj:
- poziom 305 i 390 jako poziomy wentylacyjne,
- poziom 550m i międzypoziom 630m jako poziomy wydobywcze,
- poziom 700m – w budowie.

Baza zasobowa KWK Chwałowice i KWK Jankowice (stan na 31.12.2014r.)
Resource base of Chwalowice Coal Mine and Jankowice Coal Mine (status on 31.12.2014r.)

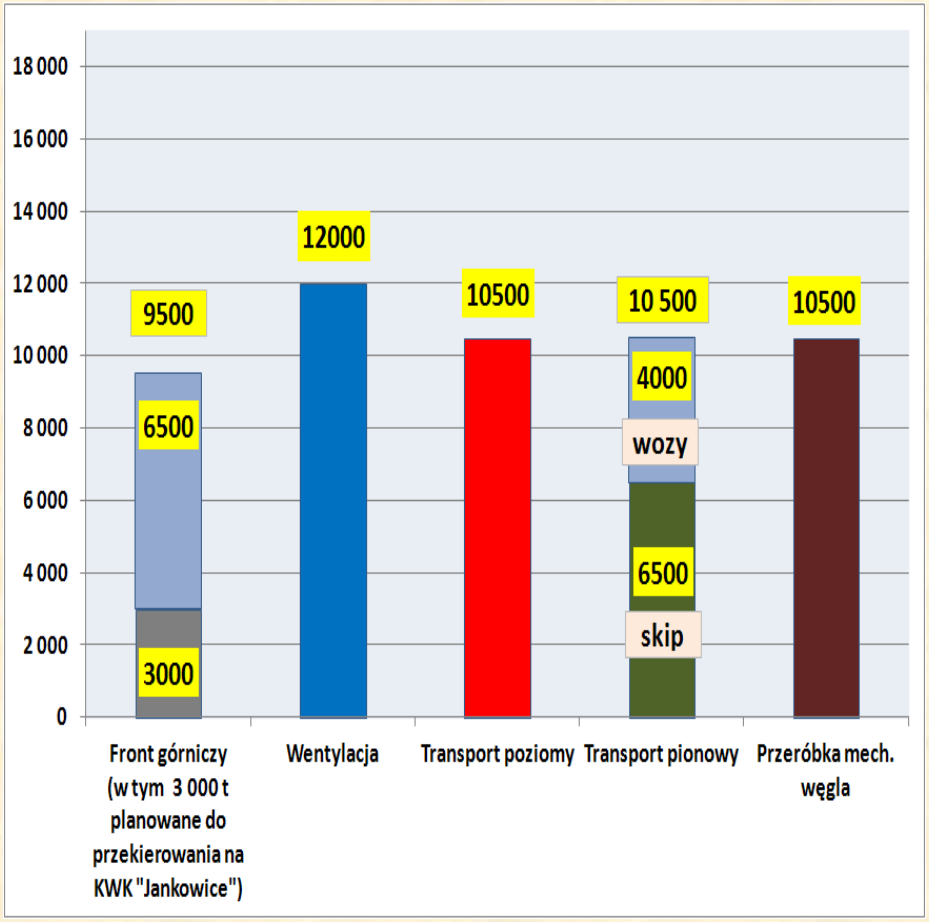
KWK „Chwałowice”			KWK „Jankowice”		
zasoby operatywne (tys. ton)	zasoby przemysłowe (tys. ton)	zasoby bilansowe (tys. ton)	zasoby operatywne (tys. ton)	zasoby przemysłowe (tys. ton)	zasoby bilansowe (tys. ton)
138 679	213 326	646 545	222 377	399 656	794 350



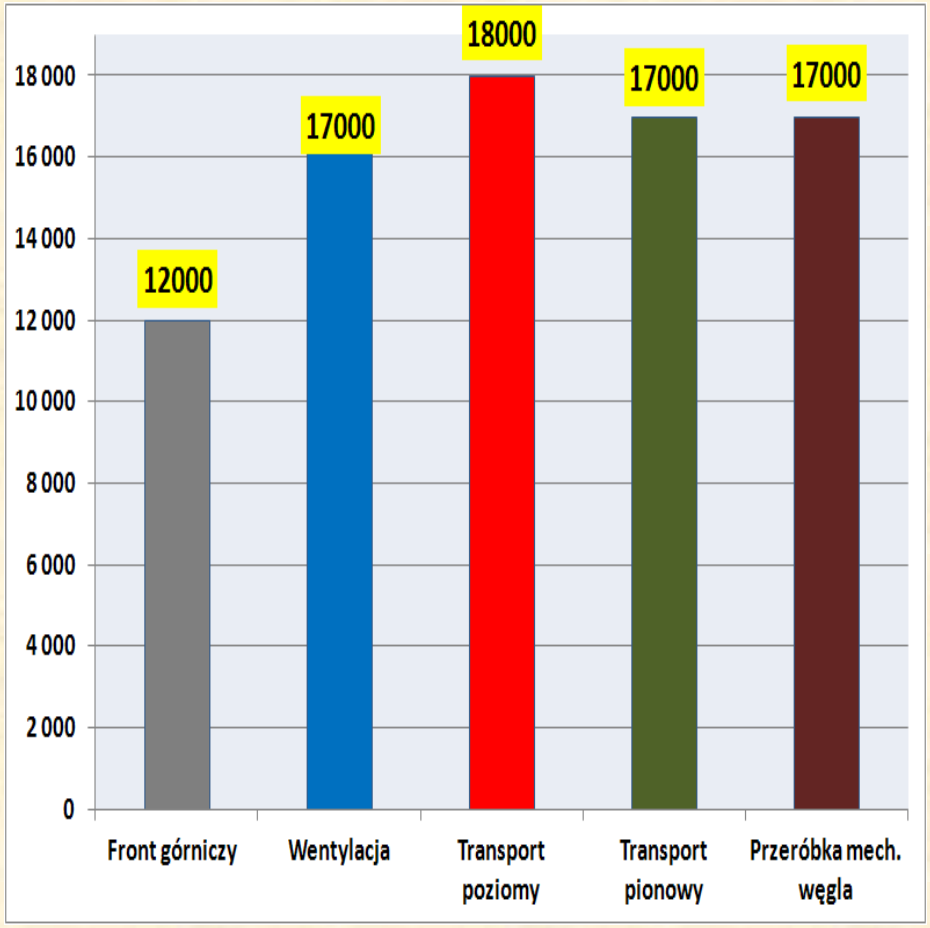


Zdolności produkcyjne KWK Chwałowice i KWK Jankowice (t/dobę)
Production capacities of Chwalowice Coal Mine and Jankowice Coal Mine (t/ per day)

Zdolności produkcyjne KWK Chwałowice



Zdolności produkcyjne KWK Jankowice



Geneza i cel połączenia części systemów odstawy kopalń Chwałowice i Jankowice.

Poprawa efektywności funkcjonowania obu oddziałów

Przekierowanie części nadawy z oddziału KWK Chwałowice do KWK Jankowice

Wykorzystanie wolnych mocy produkcyjnych ciągu technologicznego KWK Jankowice tj. transport pionowy, ZPMW

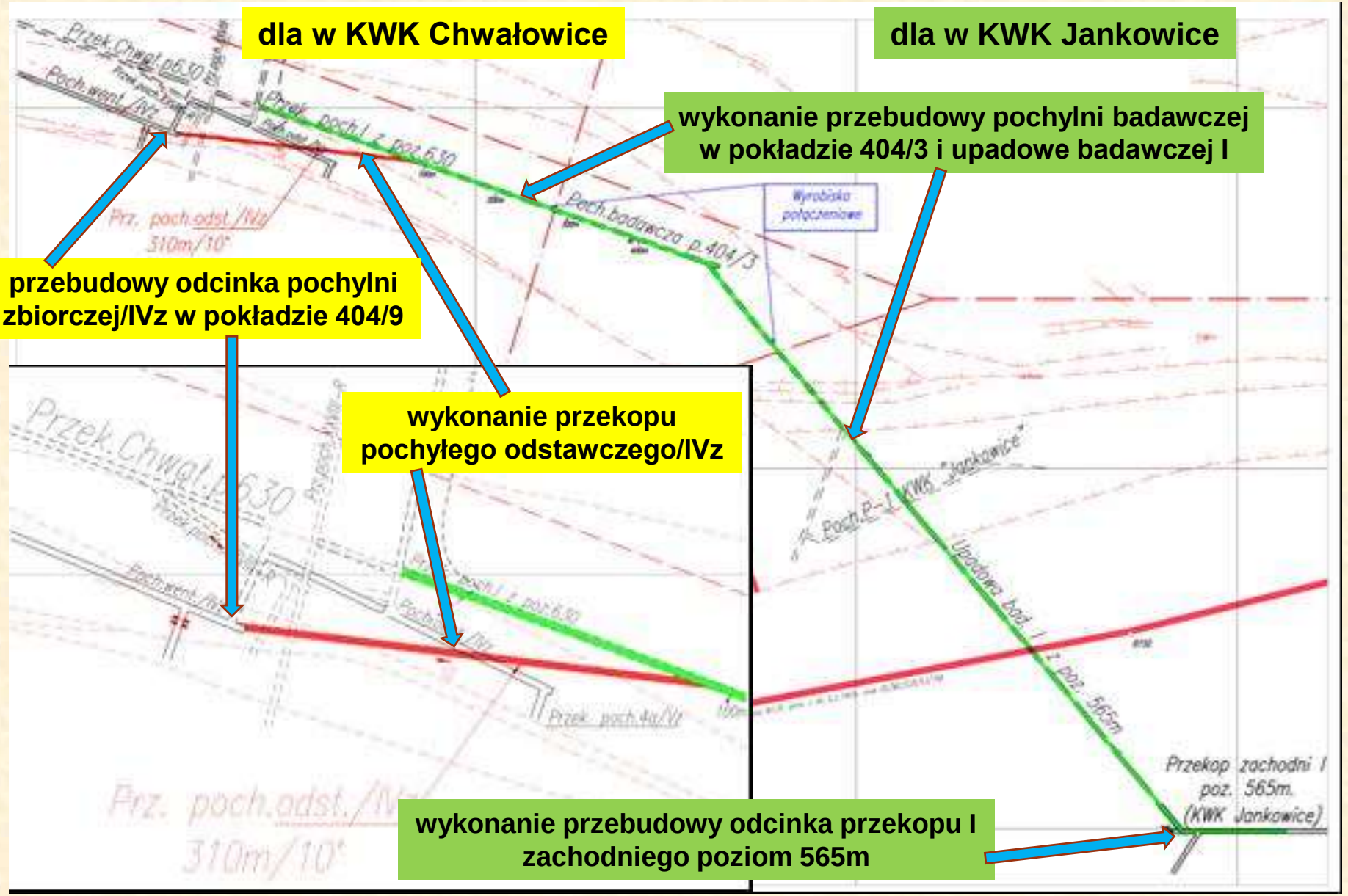
W skład transportu pionowego kopalni Chwałowice, który jest „ wąskim gardłem zakładu” wchodzą:

urządzenie skipowe w szybie VIIIA z poziomu 630m o zdolności produkcyjnej 6 500 t/d (netto)

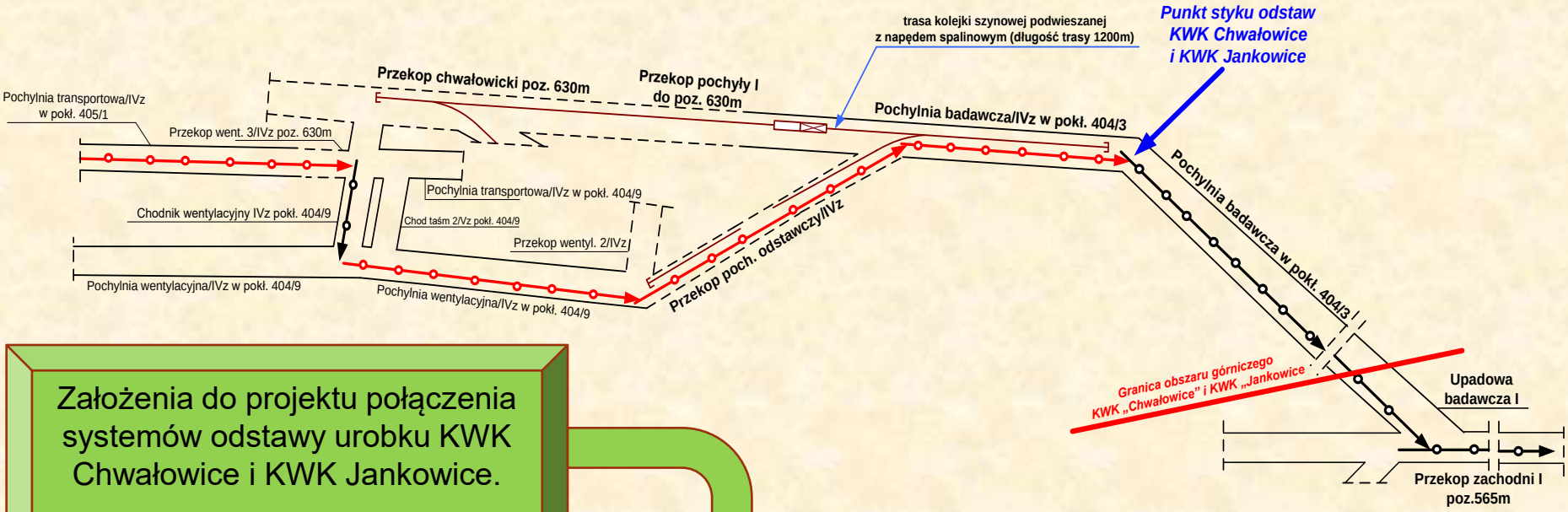
urządzenie klatkowe szybu I prowadzące ciągnienie z poziomu 390m zdolności produkcyjnej 2000 t/d(netto)

urządzenie klatkowe szybu VIIIB prowadzące ciągnienie z poz. 550m o zdolności produkcyjnej 2000 t/d (netto)

Rysunek koncepcji robót górniczych na tle istotnego połączenia dołowego
Drawing the concept of mining on the background of a significant underground connection



Przekierowanie części urobku z KWK „Chwałowice” do KWK „Jankowice”
Redirecting part of the spoils from Chwalowice Coal Mine to Jankowice Coal Mine



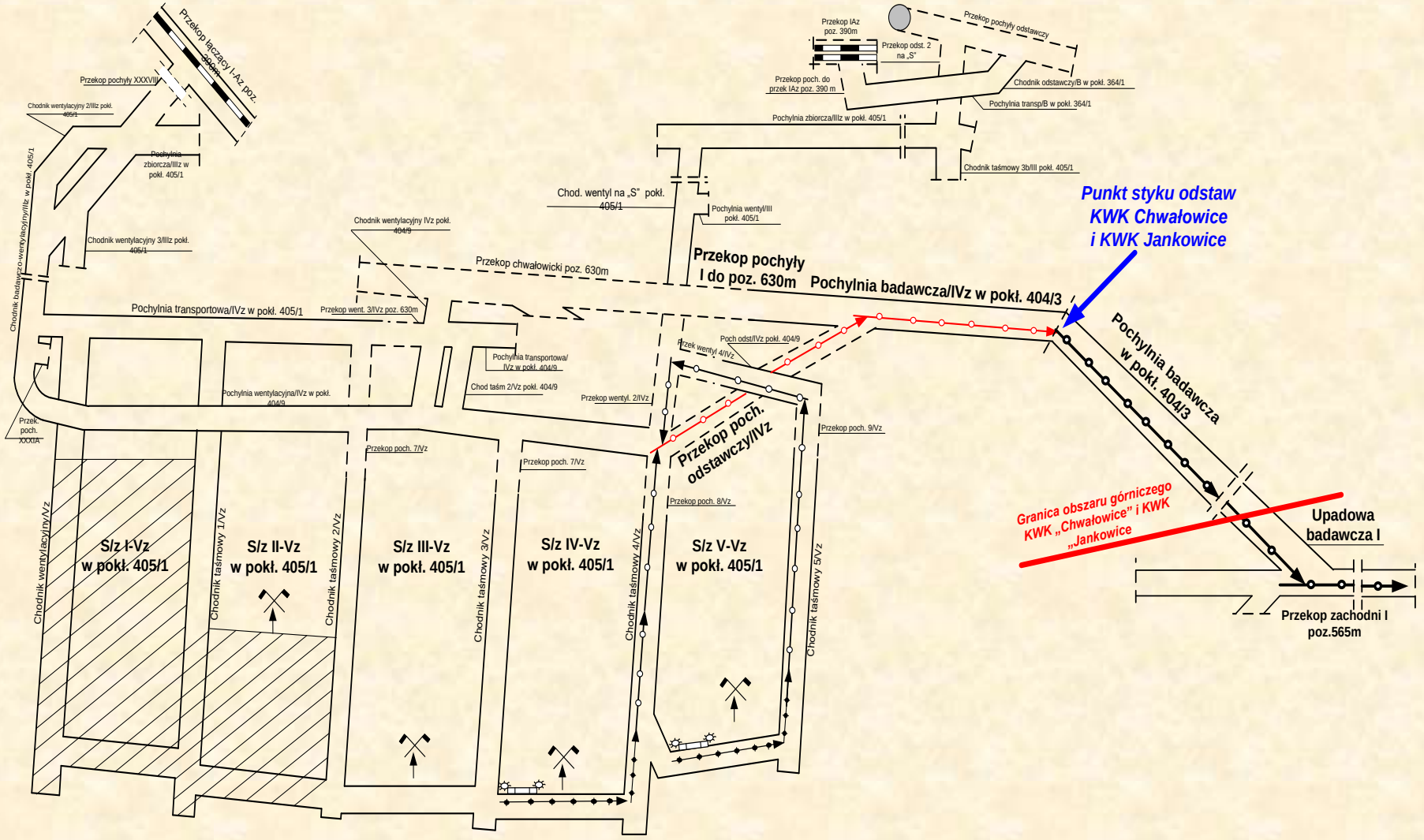
Założenia do projektu połączenia systemów odstawy urobku KWK Chwałowice i KWK Jankowice.

przekierowanie części nadawy z KWK Chwałowice do KWK Jankowice z uwagi na zakres robót górniczych i zakupów przewidywane jest od stycznia 2017r.

nadawa będzie kierowana na poziom 565m kopalni Jankowice z eksploatowanych przez KWK Chwałowice ścian w części Vz. Obejmie ona pokłady 405/1, 405/2 oraz w przyszłości pokład 408/1

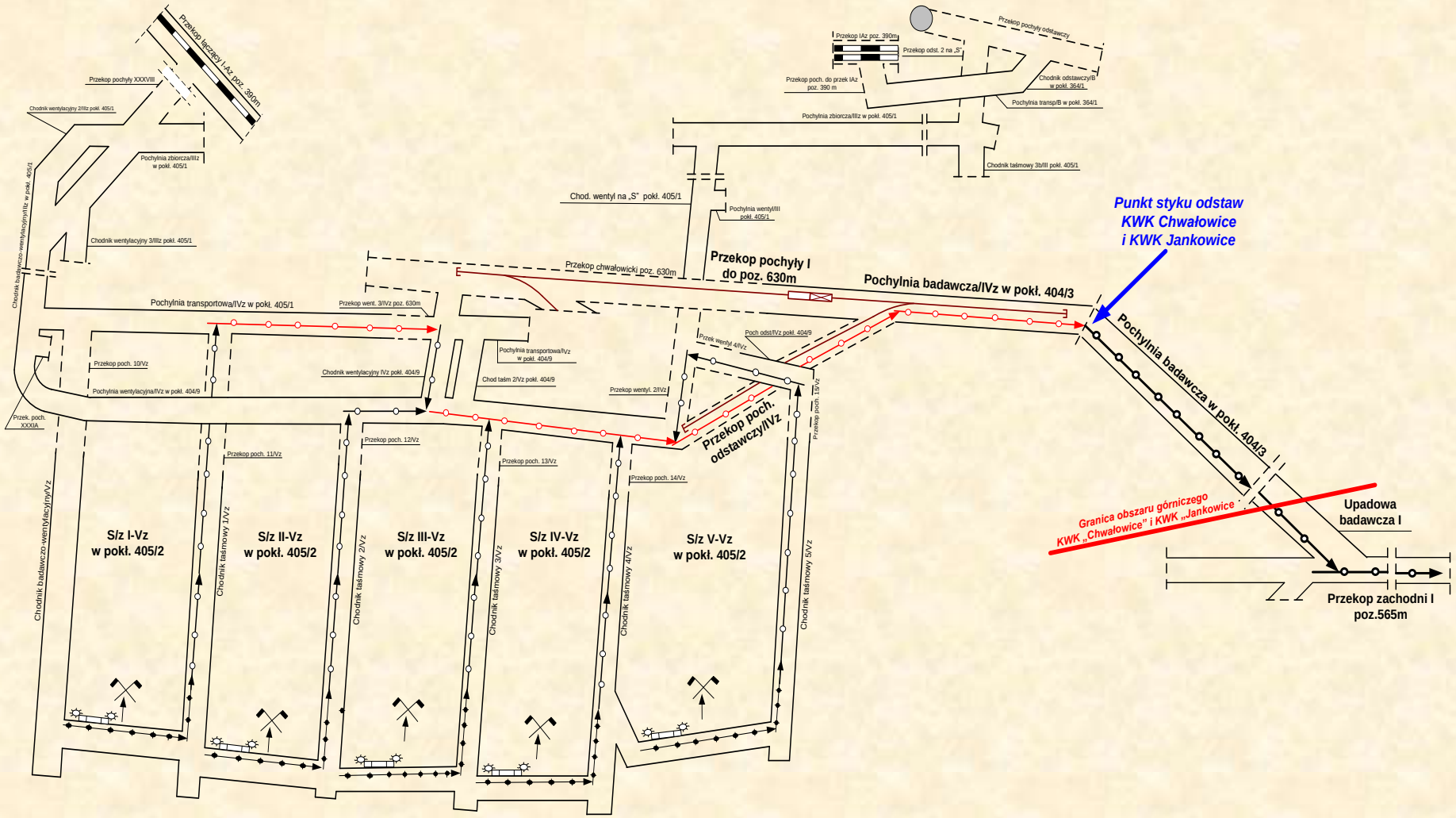
Przekierowanie części urobku ze ścian S/z IV-Vz i S/z V-Vz w pokładzie 405/1 z KWK Chwałowice do KWK Jankowice

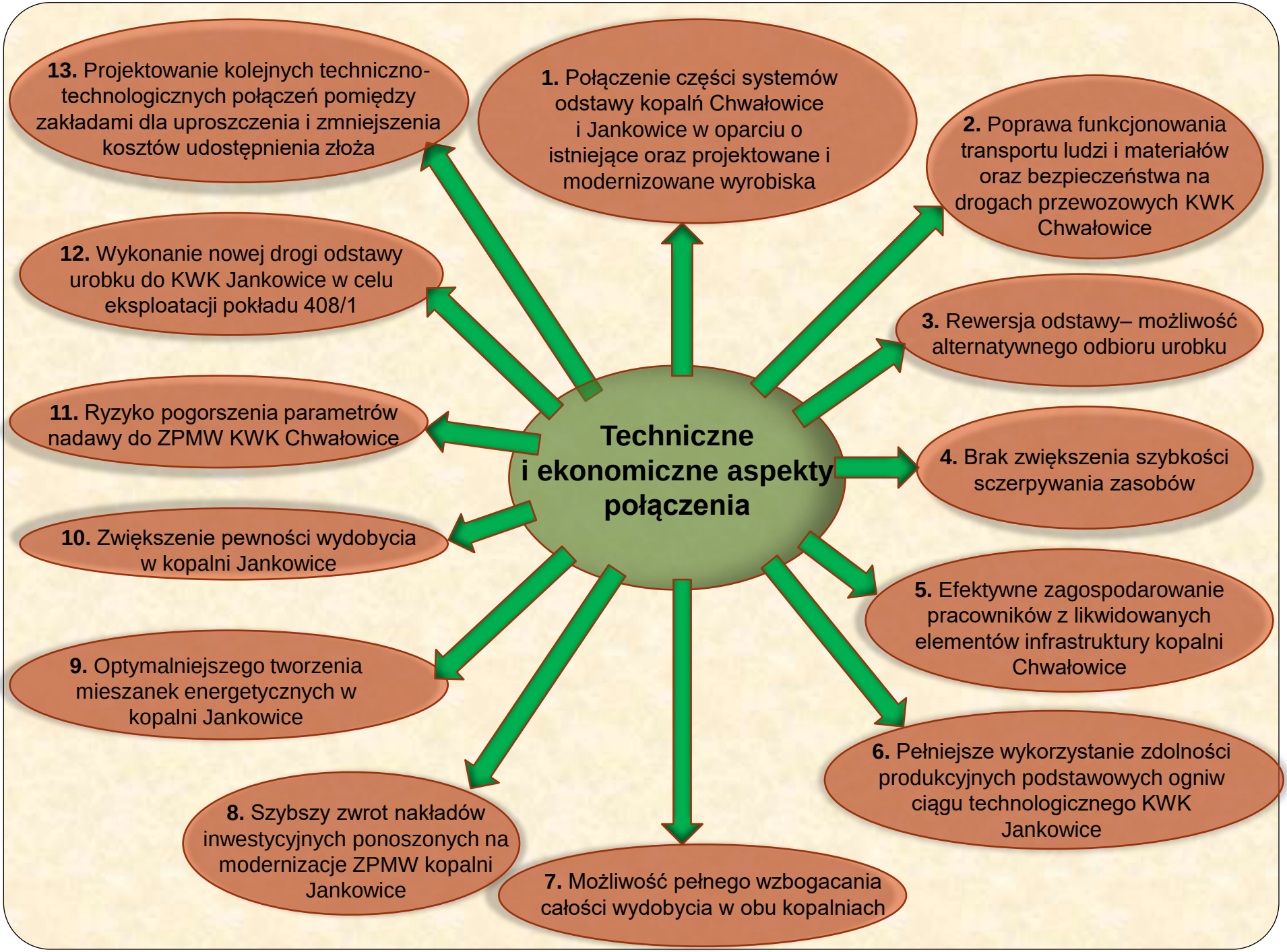
Redirecting part of the spoils from the Wall S/z IV-Vz and S/z V-Vz in board 405/1 from Chwalowice Coal Mine to Jankowice Coal Mine



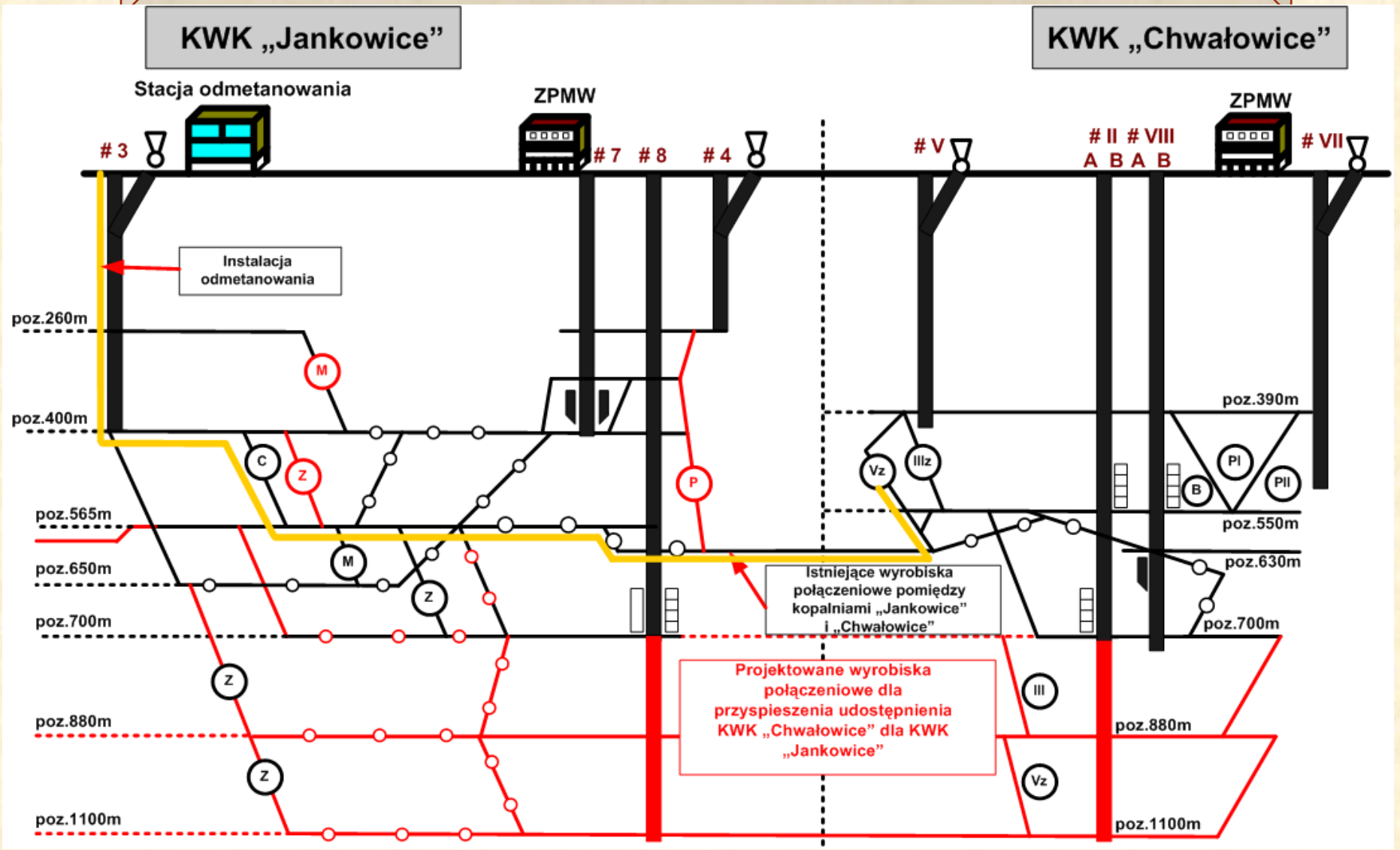
Przekierowanie części urobku ze ścian S/z I÷V w części Vz w pokładzie 405/1 z KWK „Chwałowice” do KWK „Jankowice”

Redirecting part of the spoils from the Wall S/z I÷V in part Vz in board 405/1 from Chwalowice Coal Mine to Jankowice Coal Mine




Techniczne i ekonomiczne aspekty połączenia
1. Połączenie części systemów odstawy kopalń Chwałowice i Jankowice w oparciu o istniejące oraz projektowane i modernizowane wyrobiska
2. Poprawa funkcjonowania transportu ludzi i materiałów oraz bezpieczeństwa na drogach przewozowych KWK Chwałowice
3. Rewersja odstawy– możliwość alternatywnego odbioru urobku
4. Brak zwiększenia szybkości sczerpywania zasobów
5. Efektywne zagospodarowanie pracowników z likwidowanych elementów infrastruktury kopalni Chwałowice
6. Pełniejsze wykorzystanie zdolności produkcyjnych podstawowych ogniw ciągu technologicznego KWK Jankowice
7. Możliwość pełnego wzbogacania całości wydobycia w obu kopalniach
8. Szybszy zwrot nakładów inwestycyjnych ponoszonych na modernizacje ZPMW kopalni Jankowice
9. Optymalniejszego tworzenia mieszanek energetycznych w kopalni Jankowice
10. Zwiększenie pewności wydobycia w kopalni Jankowice
11. Ryzyko pogorszenia parametrów nadawy do ZPMW KWK Chwałowice
12. Wykonanie nowej drogi odstawy urobku do KWK Jankowice w celu eksploatacji pokładu 408/1
13. Projektowanie kolejnych techniczno-technologicznych połączeń pomiędzy zakładami dla uproszczenia i zmniejszenia kosztów udostępnienia złoża

Docelowy model połączeń techniczno-technologicznych kopalń Chwałowice i Jankowice.
The target model of technical and technological connections mines Chwałowice and Jankowice



Dziękuję za uwagę.

Techniczne i ekonomiczne aspekty połączenia części systemów odstawy kopalń Chwałowice i Jankowice

Marek Budziński
KWK Chwałowice

Ireneusz Stanecki
KW S.A.

Ireneusz Szymura
KWK Chwałowice

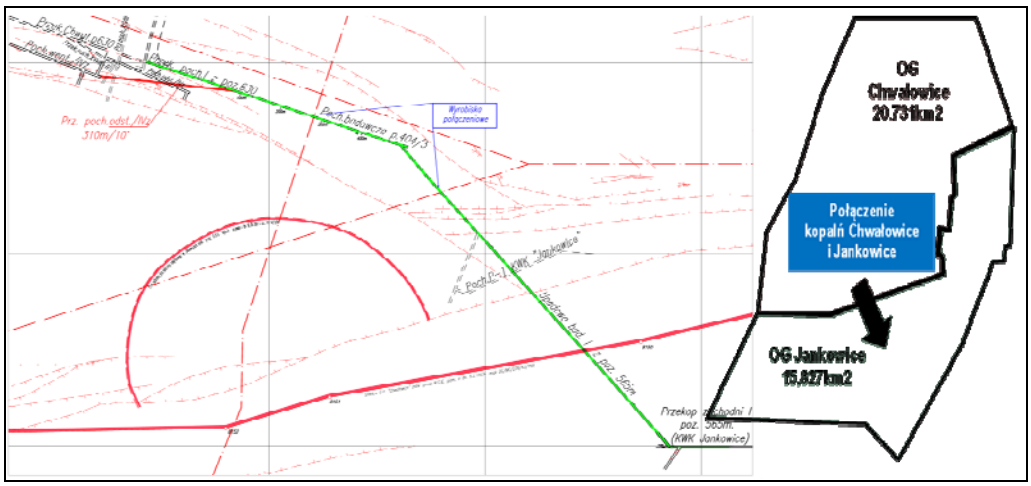
STRESZCZENIE: W artykule przedstawiono współzależności zalegania złoża oraz modeli przestrzennych kopalń Chwałowice i Jankowice. Dla poprawy efektywności funkcjonowania obu oddziałów KW S.A. zaprojektowano przekierowanie części nadawy z oddziału KWK Chwałowice do KWK Jankowice. Celem połączenia części systemów odstaw obu zakładów jest wykorzystanie wolnych mocy produkcyjnych ciągu technologicznego KWK Jankowice, tj. transport pionowy, ZPMW, których brakuje w układzie ciągu technologicznego KWK Chwałowice. Opisano techniczne i ekonomiczne aspekty istniejącego połączenia technologicznego kopalń, jak również planowane, konieczne zamierzenia dla dostosowania istniejących oraz wykonania nowych wyrobisk, pozwalające na prowadzenie wydobycia z pokładów zalegających w obszarze górniczym kopalni Chwałowice poprzez ciąg technologiczny kopalni Jankowice. Ponadto pokazano zalety i wady planowanego rozwiązania.

WSTĘP

Oddziały KW S.A. KWK Chwałowice i KWK Jankowice prowadzą eksploatację w sąsiadujących ze sobą obszarach górniczych, które nie są oddzielone w sposób naturalny zaburzeniami geologicznymi. W latach 2008–2009 w ramach Centrum Wydobywczego Południe wykonano wyrobiska połączeniowe, które połączyły poziom 630 m kopalni Chwałowice z poziomem 565 m kopalni Jankowice.

Układ połączeniowy stanowią wyrobiska:
- *Przekop pochyły I do poz. 630 m,*
- *Pochylnia badawcza w pokładzie 404/3,*
- *Upadowa badawcza I.*

o łącznej długości 1640 mb.



Rysunek połączenia dołowego kopalń na tle obszarów górniczych kopalń
Drawing of underground connections of mines in the background areas of mines

Realizacja zadania obejmującego wykonanie wyrobisk połączeniowych pomiędzy kopaniami Chwałowice i Jankowice miała na celu:

- Wykorzystanie istniejącej stacji odmetanowania na powierzchni kopalni Jankowice do prowadzenia odmetanowania eksploatowanych pokładów i zrobów w partiach metanowych kopalni Chwałowice. Pozwoliło to na rezygnację z budowy powierzchniowej stacji odmetanowania w KWK Chwałowice oraz rezygnację z wiercenia otworu wielkośrednicowego z powierzchni w KWK Chwałowice.
- Nieponoszenie dodatkowych kosztów związanych z obsługą stacji odmetanowania w przypadku jej budowy w KWK Chwałowice.
- Możliwość zagospodarowania metanu ze ścian eksploatacyjnych w KWK Chwałowice poprzez istniejącą infrastrukturę stacji odmetanowania KWK Jankowice – uniknięcie wysokich opłat ekologicznych z tytułu emisji metanu do atmosfery.
- Powstanie możliwości ewakuacji załogi w przypadku zaistnienia zagrożenia w kopalniach (wykorzystanie projektowanych wyrobisk jako dróg ucieczkowych).
- Optymalizację elementów sieci wentylacyjnych obu zakładów w częściach i partiach metanowych poprzez umożliwienie doprowadzenia do nich zwiększonej ilości powietrza, co generuje wzrost bezpieczeństwa oraz poprawę komfortu pracy załóg dołowych – stworzona została możliwość ingerencji w parametry sieci wentylacyjnych.
- Wykorzystanie wyrobisk połączeniowych dla udostępnienia pokładów w partii „P” KWK Jankowice. Kopalnia prowadzi aktualnie roboty przygotowawcze i eksploatacyjne w partii „P”.
- Stworzenie możliwości udostępnienia pokładów w filarze dla kościoła w Jankowicach – aktualnie prowadzone są analizy możliwości eksploatacji w przedmiotowym filarze.

WARUNKI GÓRNICZO-GEOLOGICZNE ZŁOŻA W OBU ODDZIAŁACH

Złoże węgla kamiennego Chwałowice znajduje się w centralnej części niecki Chwałowickiej, zamkniętej od zachodu nasunięciem michałowickim, zaś od wschodu nasunięciem orłowskim. Występują w nim warstwy porębskie, jaklowickie, orzeskie i rudzkie. Oś niecki przebiega w kierunku NNE-SSW i w tych kierunkach się wynurza. Nasunięcie michałkowickie stanowi główną dyslokację tektoniczną, oddzielając nieckę jejkowicką od niecki chwałowickiej. Nasunięcie michałkowickie biegnie wzdłuż zachodniej granicy obszaru. Przebieg nasunięcia ma kierunek NNE-SSW, kąt nachylenia nasunięcia wynosi 20°-30°, a jego amplituda około 1600 m. Skrzydła niecki są niesymetryczne, bardziej strome jest skrzydło wschodnie, gdzie upady warstw zmieniają się od 30°-40°, lokalnie do 45°, w zachodnim skrzydle upady warstw osiągają 20°-30°, jedynie w strefie nasunięcia stwierdza się warstwy stojące lub przewalone. Stosunkowo szeroka strefa osiowa wykazuje nieznaczne nachylenie od 0°-5°. Tektonice fałdowej w niecce tektonicznej towarzyszą liczne uskoki.

Obszar górniczy kopalni „Chwałowice" charakteryzuje się skomplikowaną budową tektoniczną.

Największym elementem deformacyjnym jest nasunięcie michałkowickie, potwierdzone robotami górniczymi oraz otworami z powierzchni. Warstwy porębskie i jaklowieckie nasunięte zostały na warstwy orzeskie i rudzkie, czego konsekwencją są ostro wzrastające upady warstw (60°-70°), a nawet przewalenia warstw. Kąt nachylenia powierzchni nasunięcia wynosi średnio 30°. Większość stwierdzonych uskoków przebiega prostopadle do nasunięcia i osi niecki chwałowickiej. Mają one kierunek zbliżony do równoleżnikowego.

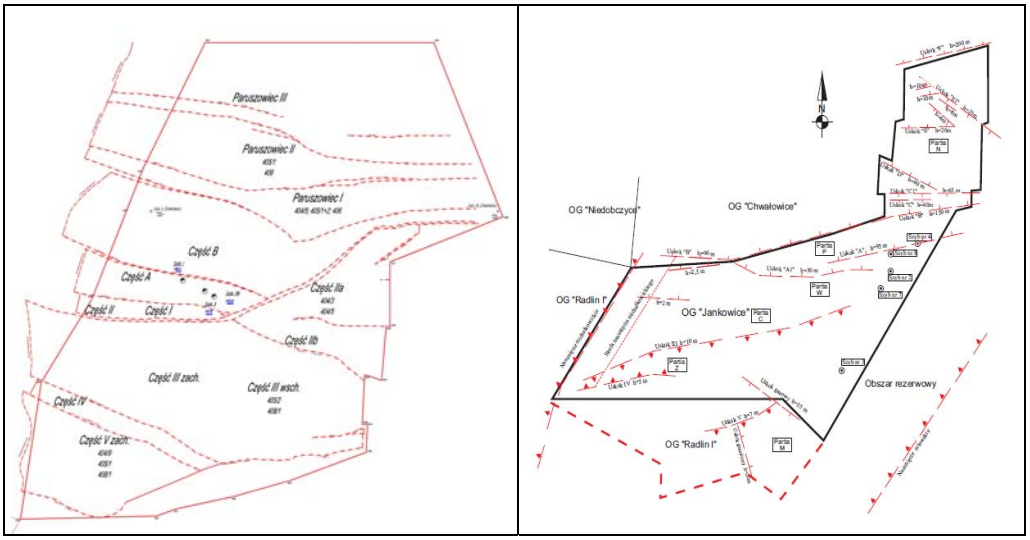
Powierzchnia obszaru górniczego „Chwałowice" wynosi 20,7 km^2. Głębokość eksploatacji waha się w granicach od 400-700 m poniżej powierzchni ziemi, a eksploatacją objęte są pokłady grupy 400, tj. pokłady 404/3, 404/5, 404/9 i 405/1.

Złoże węgla kamiennego kopalni Jankowice położone jest w południowo-zachodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego w obrębie niecki chwałowickiej ograniczonej od zachodu nasunięciem michałkowickim a od wschodu nasunięciem orłowskim. Oprócz dwóch wspomnianych dyslokacji jakimi są nasunięcie michałowickie i orłowskie, które to wyznaczają zachodnią i wschodnią granicę dokumentowania, złoże pocięte jest wieloma uskokami głównie o przebiegu równoleżnikowym, pomiędzy którymi przebiegają mniejsze dyslokacje o kierunku zbliżonym do południkowego. Powierzchnia obszaru górniczego „Jankowice" wynosi 15,8 km^2.

Głębokość eksploatacji waha się w granicach od 400-700 m poniżej powierzchni ziemi, a eksploatacją objęte są pokłady grupy 400 oraz grupy 500.

Tektonika obszaru górniczego
kopalni Chwałowice
Tectonics minning area of
Chwałowice Coal Mine

Tektonika obszaru górniczego
kopalni Jankowice
Tectonics minning area of
Jankowice Coal Mine



RYS HISTORYCZNY KWK CHWAŁOWICE I KWK JANKOWICE

Kopalnia Chwałowice

W roku 1903 rozpoczęto głębienie pierwszego szybu, a w dniu 2 września 1907 r. nastąpiło uroczyste otwarcie kopalni nazwanej na cześć jej właściciela „Donnersmarckgrube". Po I wojnie światowej w listopadzie 1918 r. powstało państwo polskie a część Górnego Śląska, w tym powiat rybnicki została włączona w granice państwa polskiego, a kopalnia zaczęła działać w koncernie „Dyrekcja Kopalń i Hut księcia Donnersmarcka". Kryzys przemysłowy z 1923 r. spowodował unieruchomienie od 15.08.1925 r. kopalni na 13 miesięcy.

Kryzys lat 1930-1933 spowodował ponowne zamknięcie kopalni w dniu 27.07.1933 r. na ponad trzy lata. Okres II wojny światowej wymusił zwiększenie wydobycia kopalni na potrzeby wojenne.

Po wyzwoleniu w 1945r. starą nazwę kopalni Donnersmarck zmieniono na KWK Chwałowice.

Kopalnia Jankowice

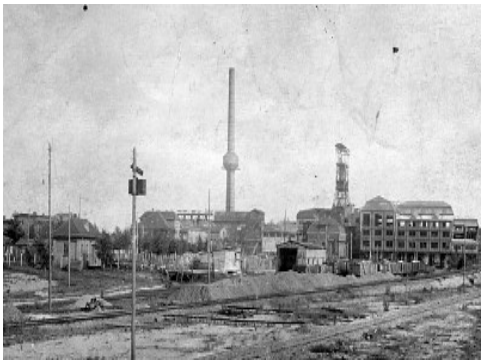
Budowę kopalni rozpoczęto w lipcu 1913 roku. Po prawie dwu i pół latach prac przystąpiono do wydobycia. Pierwszy węgiel wyciągnięto na powierzchnię 21.06.1916 roku. Kopalnia do roku 1922 i w latach okupacji nosiła nazwę *„Blucher-Schachte"*. Następnie w latach 1922-1934 nosiła nazwę *„Szyby Blucher",* w latach 1934-1939 *„Szyby Jankowice",* a od roku 1945 „Jankowice".

W latach 1974-1988 następowała sukcesywna rozbudowa kopalni.

KWK Chwałowice z lat 1930-1945



KWK Jankowice z lat międzywojennych



W kolejnych latach obie kopalnie wchodziły w skład:
- Rybnickiego Zjednoczenia Przemysłu Węglowego,
- Zrzeszenia Kopalń Węgla Kamiennego, Rybnicko-Jastrzębskiego Gwarectwa Węglowego,
- Przedsiębiorstwa Eksploatacji Węgla „Południe”,
- Z dniem 23 grudnia 1989 r. kopalnie uzyskały samodzielność,
- W dniu 1.04.1993 r. kopalnie weszły w skład Rybnickiej Spółki Węglowej S.A.,
- Od 31.01.2003 r. kopalnie należą do Kompanii Węglowej S.A.

Kopalnia Węgla Kamiennego „Chwałowice”

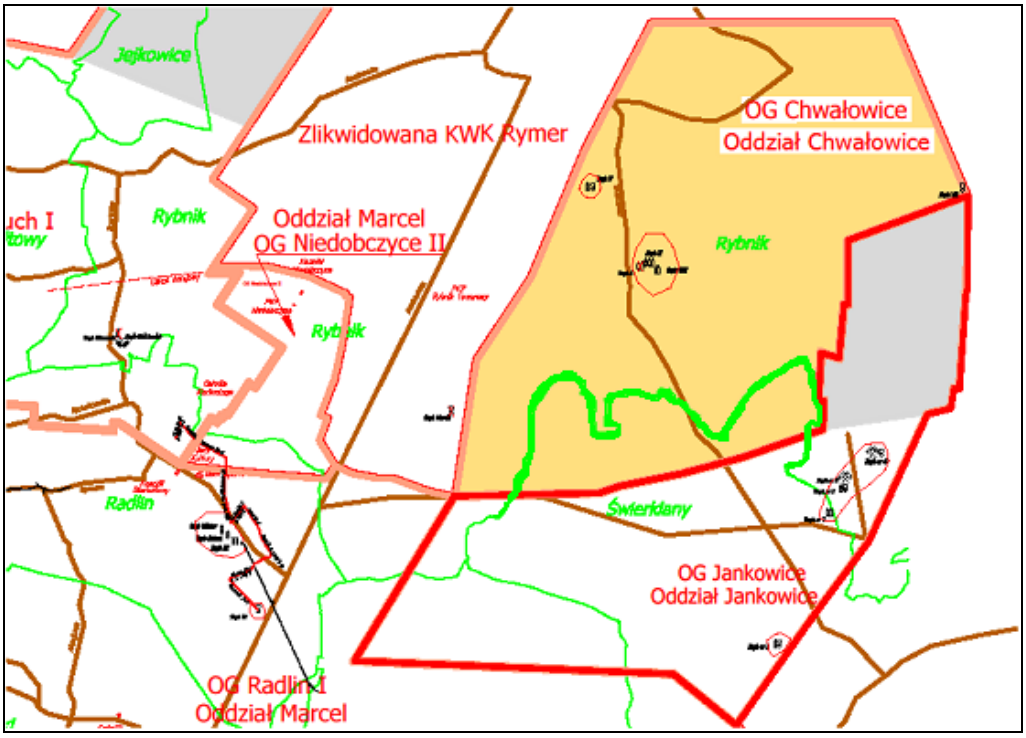


Kopalnia Węgla Kamiennego „Jankowice”



Podział administracyjny KWK Chwałowice i KWK Jankowice
Administrative divisions of "Chwalowice Coal Mine" and "Jankowice Coal Mine"

KWK „Chwałowice"			
Powiat	Gmina	Powierzchnia [km²]	Udział [%]
Powiat grodzki Rybnik	Miasto Rybnik	17,7	85,4
Powiat rybnicki	Gmina Świerklany	3,02	14,6
Razem		20,72	100,0
KWK „Jankowice"			
Powiat	Gmina	Powierzchnia [km²]	Udział [%]
Powiat grodzki Rybnik	Miasto Rybnik	5,3	33,5
Powiat rybnicki	Gmina Świerklany	7,9	50,0
Powiat wodzisławski	Gmina Marklowice	2,6	16,5
Razem		15,8	100



Rysunek poglądowy obszarów górniczych KWK Chwałowice i KWK Jankowice
Drawing of mining areas of Chwalowice Coal Mine and Jankowice Coal Mine

MODELE KOPALŃ

Kopalnia Chwałowice

Aktualny model funkcjonowania kopalni „Chwałowice” obejmuje dwa szyby wydobywcze (szyb VIII i I) zlokalizowane na powierzchni zakładu, dwa szyby wentylacyjne (szyb V i VII) zlokalizowane peryferyjnie oraz jeden szyb materiałowo-zjazdowy (szyb II). Kopalnia posiada dwa poziomy wentylacyjne 305 i 390 m, dwa poziomy wydobywcze 550 m i 630 m (międzypoziom) oraz jeden poziom w budowie, tj. poziom 700 m. Część wydobycia przesyłana jest odstawą taśmową do ładowni na poz. 390 m i szybem I ciągnięta jest na powierzchnię. Docelowy model kopalni zakłada funkcjonowanie oddziału w oparciu o jeden szyb wydobywczy VIII, jeden szyb materiałowo-zjazdowy oraz dwa szyby wentylacyjne V i VII.

Udostępnienie poziome opiera się aktualnie na strukturze kamiennej i kamienno-węglowej. W kopalni funkcjonują poziomy, tj.:

– poziom 305 i 390 jako poziomy wentylacyjne,
– poziom 550 m i międzypoziom 630 m, jako poziomy wydobywcze,
– poziom 700 m – w budowie.

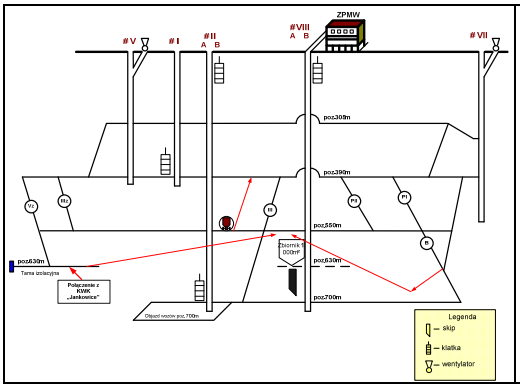
Kopalnia Jankowice

Obecny model funkcjonowania kopalni Jankowice obejmuje jeden szyb wydobywczy (szyb 7) zlokalizowany na powierzchni zakładu, dwa szyby wentylacyjne (szyb 3 – zlokalizowany peryferyjnie i 4) oraz dwa szyby materiałowo-zjazdowe (szyb 2 i 8). Docelowy model kopalni zakłada funkcjonowanie oddziału w oparciu o jeden szyb wydobywczy (szyb 7), jeden szyb materiałowo-zjazdowy (szyb 8) oraz dwa szyby wentylacyjne (szyby 3 i 4).

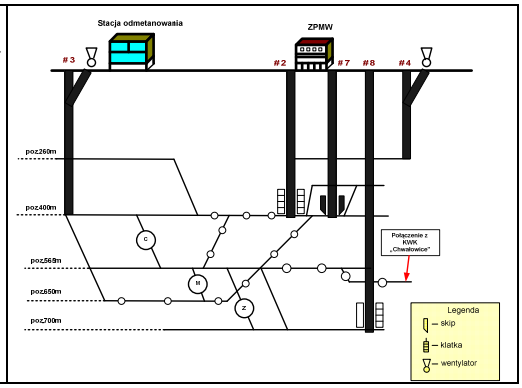
Udostępnienie poziome opiera się aktualnie na strukturze kamiennej i kamienno-węglowej. W kopalni funkcjonują podstawowe poziomy, tj.:

– poziom 260 m, jako poziom wentylacyjny,
– poziom 400 m, jako poziom wydobywczy,
– poziom 565 m, jako poziomy zjazdowo materiałowy,
– poziom 700 m – w budowie.

Aktualne modele KWK Chwałowice
Current model of Coal Mine Chwalowice



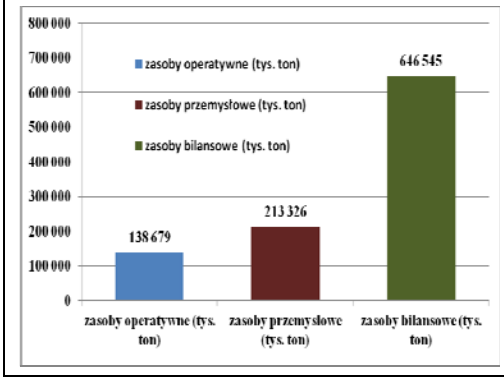
Aktualny model kopalni KWK Jankowice
Current model of Coal Mine Jankowice

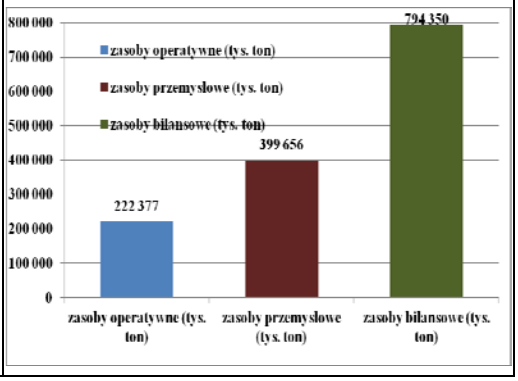


Baza zasobowa KWK Chwałowice i KWK Jankowice (stan na 31.12.2014 r.)
Resource base of Chwalowice Coal Mine and Jankowice Coal Mine (status on 31.12.2014 r.)

KWK Chwałowice KWK Jankowice

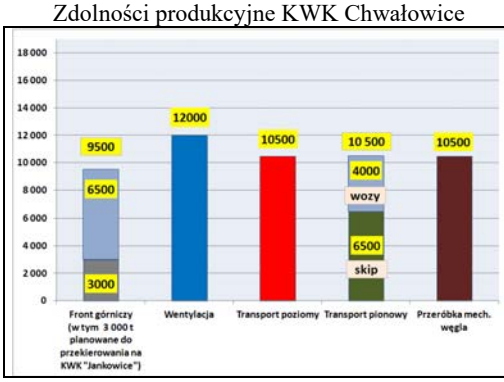
KWK „Chwałowice”			KWK „Jankowice”		
Zasoby operatywne (tys. ton)	Zasoby przemysłowe (tys. ton)	Zasoby bilansowe (tys. ton)	Zasoby operatywne (tys. ton)	Zasoby przemysłowe (tys. ton)	Zasoby bilansowe (tys. ton)
138 679	213 326	646 545	222 377	399 656	794 350

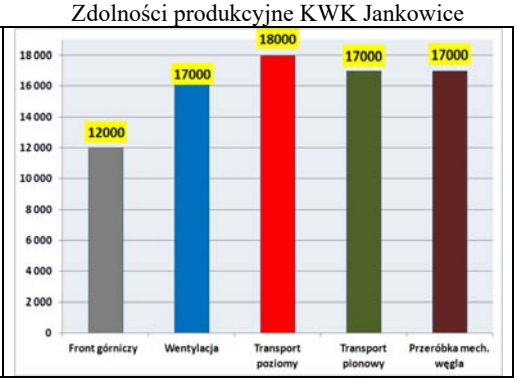




Zdolności produkcyjne KWK Chwałowice i KWK Jankowice (t/dobę netto)
Production capacities of Chwalowice Coal Mine and Jankowice Coal Mine (t/per day)

Zdolności produkcyjne KWK Chwałowice Zdolności produkcyjne KWK Jankowice





Zagrożenia naturalne KWK Chwałowice i KWK Jankowice

Nazwa zagrożenia	KWK Chwałowice	KWK Jankowice
metanowe	I i III kategoria	I i III kategoria
wyrzutami gazów i skał	nie występuje	nie występuje
wybuchem pyłu węglowego	klasa A i B	klasa A i B
pożarowe	II, III i V grupa samozapalności	I do IV grupa samozapalności
tąpaniami	NT	NT i I stopień
wodne	I i II stopień	I i II stopień
substancjami promieniotwórczymi	klasa A i B	niezagrożone
klimatyczne	nie występuje	nie występuje

GENEZA I CEL POŁĄCZENIA CZĘŚCI SYSTEMÓW
ODSTAWY KOPALŃ CHWAŁOWICE I JANKOWICE

Dla poprawy efektywności funkcjonowania obu oddziałów planuje się przekierowanie części nadawy z oddziału KWK Chwałowice do KWK Jankowice. Pozwoli to na wykorzystanie wolnych mocy produkcyjnych ciągu technologicznego KWK Jankowice, tj. transport pionowy, ZPMW, których brakuje w układzie ciągu technologicznego KWK Chwałowice.

W skład transportu pionowego kopalni Chwałowice, który jest „wąskim gardłem zakładu" wchodzą:

- *urządzenie skipowe w szybie VIIIA z poziomu 630 m o zdolności produkcyjnej 6500 t/d (netto),*
- *urządzenie klatkowe szybu VIIIB prowadzące ciągnienie z poz. 550 m o zdolności produkcyjnej 2000 t/d (netto),*
- *urządzenie klatkowe szybu I prowadzące ciągnienie z poziomu 390 m zdolności produkcyjnej 2000 t/d(netto).*

Dodatkowo zdolność transportu pionowego urządzeń klatkowych, determinowana jest w szczególności zdolnością wydobywczą szybu I, z uwagi na jego głębokość, gdzie ciągnienie odbywa się z poziomu 390 m, powoduje to koniecznością przerzutu urobku pomiędzy poziomami 550 m i 390 m.

Taki układ wymusza istnienie i obsługę ładowni oddziałowych, z których transport prowadzony jest przewozem torowym w rejon podszybi szybów I i VIIIB. Sytuacja taka powoduje konieczność utrzymywania taboru kolejowego, stacji przewozowych oraz całej infrastruktury związanej z przewozem dołowym.

Aktualne zdolności produkcyjne szybów wykorzystane są w 100%.

Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla oddziału KWK Chwałowice posiada zdolność produkcyjną około 10500 t/d, netto przy założeniu, że 35–40% nadawy nie jest wzbogacona i w postaci miałów surowych oferowana jest do sprzedaży.

Mając na uwadze aktualną sytuację w naszych kopalniach, alternatywnym rozwiązaniem jest przekierowanie części nadawy z oddziału KWK Chwałowice do KWK Jankowice wykorzystując funkcjonujące połączenie pomiędzy oddziałami. Pozwoli to na rezygnację z budowy drugiego urządzenia skipowego w szybie VIIIB oraz umożliwi na ograniczenie zakresu modernizacji ZPMW dla zmniejszonego wydobycia.

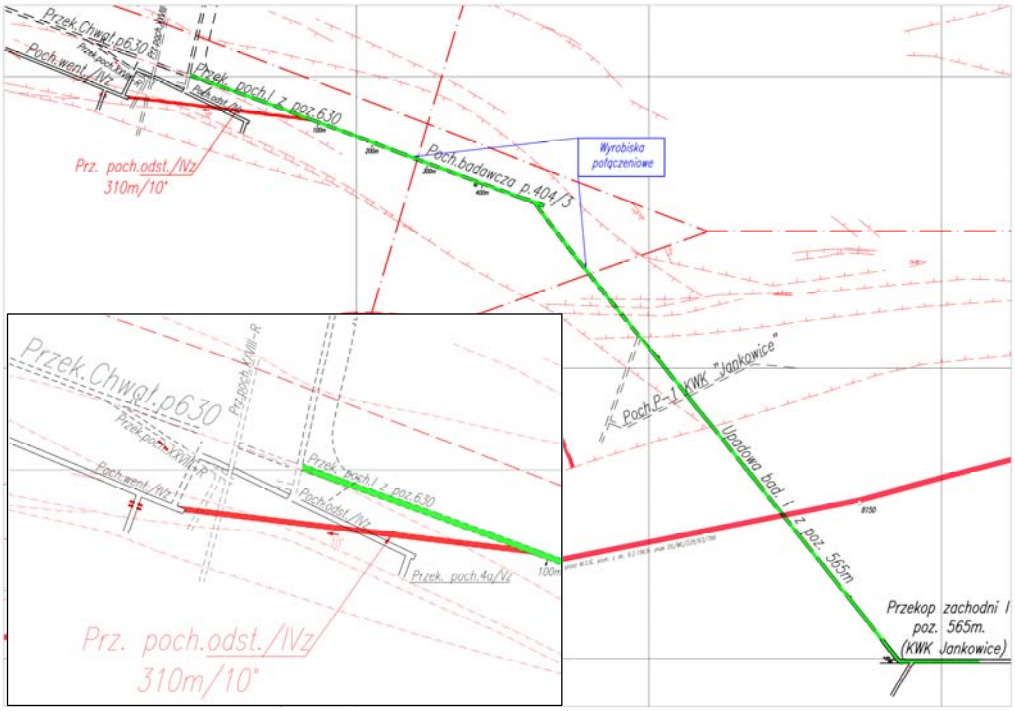
Zdolność produkcyjna kopalni Jankowice z uwagi na mały obszar górniczy limitowana jest możliwościami frontu eksploatacyjnego, który ograniczony jest możliwością jednoczesnego uruchomiania ścian wydobywczych.

Mając na uwadze upływ 7 lat od wykonania połączenia dołowego wyrobiskami obu kopalń oraz postępującą eksploatację w części Vz oddziału KWK Chwałowice, która systematycznie wraz z kolejnymi eksploatowanymi pokładami schodzi z głębokością, jak również postępującą eksploatację w partii P kopalni Jankowice przed realizację przedmiotowego zadania koniecznym jest wykonanie dodatkowych robót górniczych dla uruchomienia odstawy w wyrobiskach połączeniowych oraz dokonanie zakupów niezbędnego wyposażenia technicznego dla przesyłu nadawy.

<u>*Do robót górniczych niezbędnych do wykonania zaliczamy:*</u>

- w KWK Chwałowice:
  - wykonanie przekopu pochyłego odstawczego/IVz,
  - wykonanie przebudowy odcinka pochylni zbiorczej/IVz w pokładzie 404/9;

– w KWK Jankowice:
  – wykonanie przebudowy pochylni badawczej w pokładzie 404/3 i upadowe badawczej I,
  – wykonanie przebudowy odcinka przekopu I zachodniego poziom 565 m.



Rysunek koncepcji robót górniczych na tle istotnego połączenia dołowego
Drawing the concept of mining on the background of a significant underground connection

W ramach wyposażenia technicznego niezbędne jest:
– zakup i zabudowa przenośników odstawy głównej w wyrobiskach połączeniowych wraz z wyposażeniem technicznym,
– zakup i zabudowa trasy kolejki KSPS w wyrobiskach połączeniowych,
– zakup systemu i urządzeń służących do monitorowania przesyłanego urobku pomiędzy oddziałami (wagi, kamery itp.).

Z uwagi na aktualne zdolności produkcyjne ciągu technologicznego oddziału KWK Jankowice, tj.:
– odstawa główna
– transport poziomy
– ZPMW

Z tytułu przyjęcia planowanej nadawy w wysokości 3000t/d netto z oddziału KWK Chwałowice, nie są wymagane dodatkowe inwestycje w elementach ciągu technologicznego kopalni Jankowice, a jedynie przewiduje się zwiększenie kosztów ruchowych z tytułu zwiększonej ilości nadawy.

W przypadku przejęcia części nadawy przez oddział KWK Jankowice w oddziale KWK Chwałowice poza nieponoszeniem nakładów inwestycyjnych na zabudowę urządzenia skipowego w szybie VIII oraz rezygnacją z pełnej modernizacji ZPMW zmniejszeniu ulegną koszty ruchowe z tytułu mniejszej nadawy poprzez:

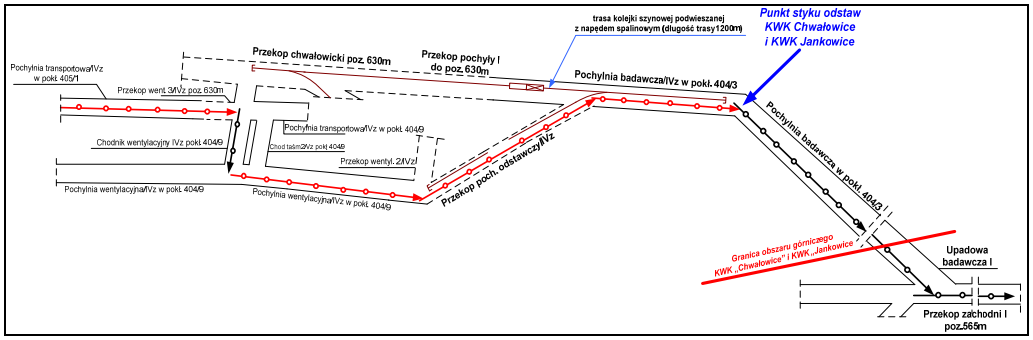
- *likwidację ciągnienia urobku wozami szybem I i VIIIB,*
- *likwidację przerzutu urobku pomiędzy poziomami,*
- *likwidację ładowni oddziałowych,*
- *ograniczenie zadań transportu kolejowego do przewozu załóg i materiałów.*

Realizacja planowanego zadania przekierowania części nadawy do kopalni Jankowice z uwagi na planowaną zabudowę poza urządzeniami odstawy także urządzeń transportu podziemnego pozwoli na

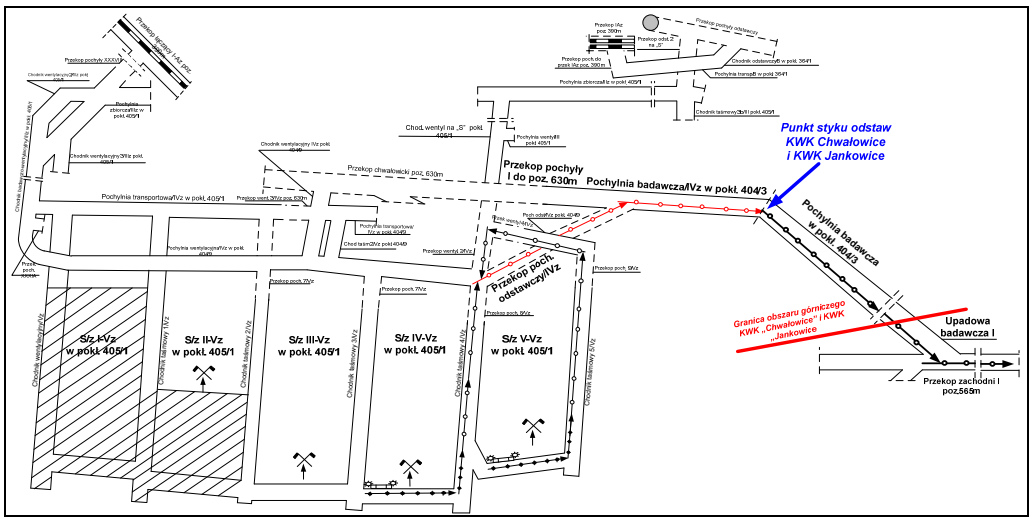
- W przypadku awarii na froncie wydobywczym możliwość szybkiego przemieszczania załogi w inne rejony kopalń.
- Umożliwienie transportu elementów wielkogabarytowych na KWK „Chwałowice" poprzez wykorzystanie urządzeń wyciągowych szybu 8 kopalni „Jankowice".
- Możliwość przesyłania mediów, tj: sprężone powietrze, woda, energia elektryczna.

Założenia do projektu połączenia systemów odstawy urobku KWK Chwałowice i KWK Jankowice.

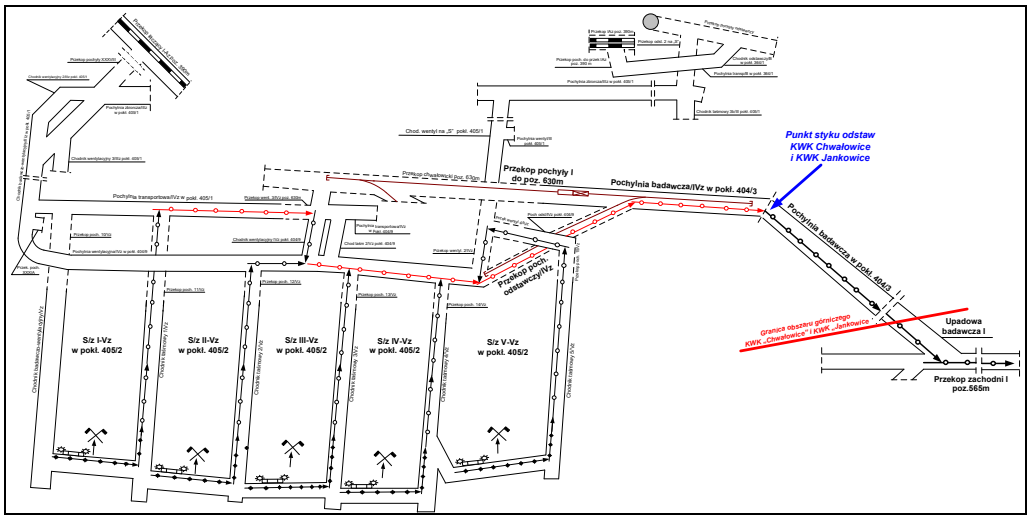
- Przekierowanie części nadawy z KWK Chwałowice do KWK Jankowice z uwagi na zakres robót górniczych i zakupów przewidywane jest od stycznia 2017 r.
- Nadawa będzie kierowana na poziom 565 m kopalni Jankowice z eksploatowanych przez KWK Chwałowice ścian w części Vz. Obejmie ona pokłady 405/1, 405/2 oraz w przyszłości pokład 408/1.



Przekierowanie części urobku z KWK „Chwałowice" do KWK „Jankowice"
Redirecting part of the spoils from Chwalowice Coal Mine to Jankowice Coal Mine



Przekierowanie części urobku ze ścian S/z IV-Vz i S/z V-Vz w pokładzie 405/1
z KWK Chwałowice do KWK Jankowice
Redirecting part of the spoils from the Wall S/z IV-Vz and S/z V-Vz in board 405/1
from Chwalowice Coal Mine to Jankowice Coal Mine



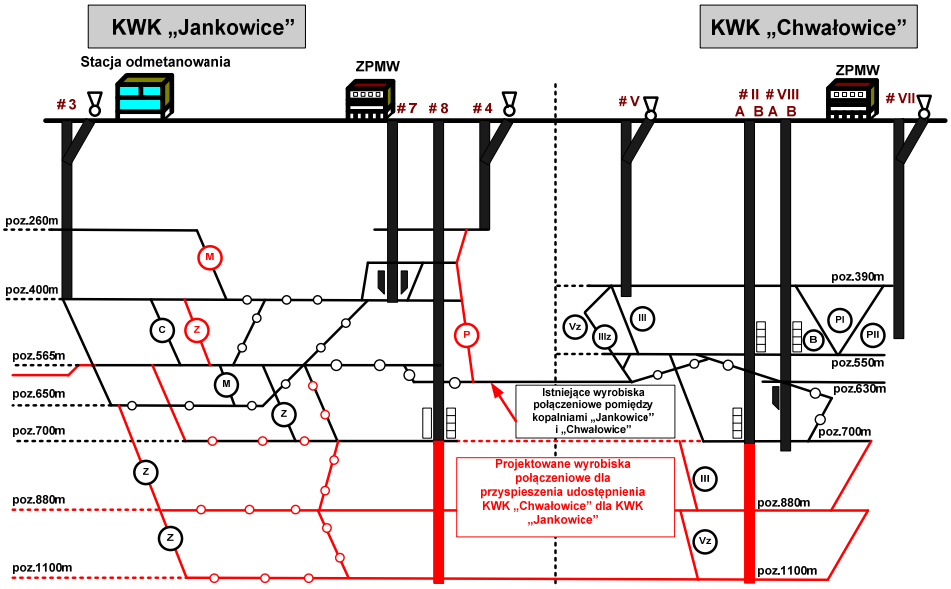
Przekierowanie części urobku ze ścian S/z I÷V w części Vz w pokładzie 405/1
z KWK „Chwałowice" do KWK „Jankowice"
Redirecting part of the spoils from the Wall S/z I÷V in part Vz in board 405/1
from Chwalowice Coal Mine to Jankowice Coal Mine

- Punktem styku kopalń będzie punkt zmiany kierunku pochylni badawczej w pokładzie 404/3 na metrażu 510m od strony oddziału KWK Chwałowice".
- Punkt styku oddziałów będzie granicą rozdzielającą zabudowane systemy odstawy urobku i transportu materiałów, do której każdy z oddziałów sprawować będzie nadzór oraz prowadzić prace związane z obsługą, funkcjonowaniem urządzeń, konserwacją, nadzorem, remontami, itp.
- W rejonie punktu styku od strony oddziału KWK Chwałowice zabudowane zostaną urządzenia pozwalające określić ilość i jakość przesyłanej nadawy do oddziału KWK Jankowice.
- Rozliczenie masy przesyłanego urobku prowadzone będzie dobowo przez służby techniczne obu oddziałów, a rozliczenie ekonomiczno-finansowe w okresach miesięcznych.
- Przyjęto założenie, że wszyscy pracownicy oddziału KWK Chwałowice pracujący obecnie w ciągu technologicznym, który ulegnie uproszczeniu uzupełnią braki kadrowe w innych służbach ruchowych kopalni.
- W oddziale KWK Jankowice z tytułu przekierowania części nadawy z oddziału KWK Chwałowice nie przewiduje się zmian technicznych w istniejących ciągach technologicznych, tj. odstawa główna, transport pionowy ZPMW.
- W oddziale KWK Jankowice w ww. ciągach technologicznych wzrosną koszty energii, materiałów, remontów z tytułu zwiększonej nadawy.
- W związku z przekierowaniem części wydobycia z oddziału KWK Chwałowice do KWK Jankowice w ilości około 3000t/d netto nie ulegnie zmianie szybkość szczerpywania zasobów obu zakładów, a tym samym nie zmieni się żywotność oddziałów.
- Nie przewiduje się ingerencji w systemy wentylacyjne obu zakładów.
- Nie przewiduje się wzrostu skali zagrożeń naturalnych w obu oddziałach z tytułu przekierowania urobku.
- Nie przewiduje się zmian z tytułu odpowiedzialności za szkody górnicze wywołane ruchem obu zakładów.
- W oddziale KWK Chwałowice planowana jest modernizacja ZPMW w ograniczonym zakresie.

WNIOSKI. TECHNICZNE I EKONOMICZNE ASPEKTY POŁĄCZENIA

1. Połączenie części systemów odstawy kopalń Chwałowice i Jankowice w oparciu o istniejące oraz projektowane i modernizowane wyrobiska połączeniowe pozwoli na ograniczenie kosztotwórczej infrastruktury części kopalni Chwałowice poprzez:
   - zmniejszenie kosztów ciągnienia urobku szybem VIII B z tytułu rezygnacji z pionowego transportu w wozach oraz rezygnacja z zabudowy skipu w tym przedziale szybu,
   - zaprzestanie ciągnienia urobku szybem I z poziomu 390m oraz jego likwidacja po roku 2020,
   - likwidacja ładowni oddziałowych na poziomie 550 m oraz rezygnacja z transportu urobku drogami przewozowymi na poziomach 550 m i 390 m,
   - zaprzestanie przerzutu urobku pomiędzy poziomami 550m a 390m,
   - ograniczenie transportu poziomego na kołowych drogach transportu,
   - zmniejszenie kosztów infrastruktury kolejowej na powierzchni,
   - zmniejszenie ilości nadawy na ZPMW (energia, remonty, koszty zwałowania …).
2. Poprawa funkcjonowania transportu ludzi i materiałów oraz bezpieczeństwa na drogach przewozowych KWK Chwałowice.

3. W przypadku rewersji odstawy taśmowej pomiędzy kopalniami – możliwość alternatywnego odbioru urobku.
4. Brak zwiększenia szybkości szczerpywania zasobów a co za tym idzie zmiany żywotności kopalni Chwałowice.
5. Możliwość bardzie efektywnego zagospodarowania pracowników z likwidowanych elementów infrastruktury kopalni Chwałowice.
6. Pełniejsze wykorzystanie zdolności produkcyjnych podstawowych ogniw ciągu technologicznego KWK Jankowice, tj.: odstawa główna, transport pionowy, ZPMW.
7. Możliwość pełnego wzbogacania całości wydobycia w obu kopalniach.
8. Szybszy zwrot nakładów inwestycyjnych ponoszonych na modernizacje ZPMW kopalni Jankowice.
9. Możliwość optymalniejszego tworzenia mieszanek energetycznych w kopalni Jankowice z uwagi na dobre parametry węgla przesyłanego z kopalni Chwałowice,
10. Zwiększenie pewności wydobycia w kopalni Jankowice z uwagi na dodatkowy rejon eksploatacyjny, z którego wydobycie kierowane jest do zakładu.
11. Ryzyko pogorszenia parametrów nadawy do ZPMW KWK Chwałowice.
12. Po wyeksploatowaniu ścian w pokładach 405/1 i 405/2 (lata 2017-2021) konieczne będzie wykonanie nowej drogi odstawy urobku do KWK Jankowice w celu eksploatacji pokładu 408/1.
13. W przyszłości projektowane są kolejne techniczno-technologiczne połączenia pomiędzy zakładami dla uproszczenia i zmniejszenia kosztów udostepnienia złoża, przyspieszenie rozcięcia, ograniczenia ilości wyrobisk kapitalnych oraz lepszego wykorzystania możliwości poszczególnych ciągów technologicznych.
14. Optymalizacja wykorzystania zdolności produkcyjnych ciągów technologicznych pozwoli na poprawę efektywności obu zakładów górniczych.



Docelowy model połączeń techniczno-technologicznych kopalń Chwałowice i Jankowice
The target model of technical and technological connections mines Chwałowice and Jankowice

LITERATURA

1. Projekt techniczno-organizacyjny połączeń technologicznych pomiędzy kopalniami wchodzącymi w skład Centrum Wydobywczego Południe z uwzględnieniem aspektów wentylacyjnych i kształtowania się zagrożeń naturalnych oraz ograniczenia kosztów produkcji węgla. Wydział Górnictwa i Geoinżynierii Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie.
2. Plan ruchu KW S.A. KWK Chwałowice na okres od 01.01.2014 r. do 30.10.2016 r.
3. Połączenie systemów odstawy urobku KWK Chwałowice i KWK Jankowice od 2017 r. Opracowanie kopalni Chwałowice.
4. Uchwała nr 647/2015 z dnia 25.08.2015 r. Zarządu Kompanii Węglowej S.A. w sprawie realizacji projektu „Połączenia systemów odstawy urobku KWK Chwałowice i KWK Jankowice".

Technical and Economic Aspects of the Combination Part of the Base System Chwałowice Coal Mine and Jankowice Coal Mine

The paper presents co-dependences of coal deposits and coal mine models of two neighbourhood coal mines – Jankowice and Chwałowice. To improving the effectiveness of both coal mines it has been design to redirect part of Chwałowice output to Jankowice. The main purpose of linking two independent belt conveyor flights (systems) is to entirely utilize of spare production capacity at Jankowice coal mine, i.e. vertical transport, wash plant, which require quite significant investments at Chwałowice coal mine. The paper describes the technical and economic aspects of existing underground connection between both coal mines, as well as plan-ned, necessary development and adjustment works to conduct coal seam extraction from Chwałowice mining area by utilizing Jankowice coal mine both underground and surface infrastructure. In addition, the advantages and disadvantages of presented solution have been described.

Zastosowanie napędu zębatego w systemach podziemnego transportu kolejkami w aspekcie poprawy bezpieczeństwa i efektywności prac

Tomasz Budniok, Wojciech Zasadni, Leszek Żyrek
Józef Rusinek, Krzysztof Szymiczek
Becker-Warkop Sp. z o.o.

STRESZCZENIE

Zmieniające się warunki prowadzenia transportu powodują, że w systemach stosowane są coraz doskonalsze rozwiązania.

Zastosowanie napędu zębatego w transporcie kolejkami podwieszonymi i spągowymi z napędem własnym zmieniło w sposób zdecydowany parametry prowadzenia go. Napęd zębaty w kolejkach spągowych doprowadził do możliwości osiągniecia siły uciągu 300 kN oraz możliwość stosowania go na nachyleniach do 35°. Natomiast zastosowanie napędu zębatego w kolejkach powieszonych może być stosowane samodzielnie lub współpracować z napędem ciernym jako cierno-zębaty. Napęd zębaty może być stosowany na całej długości trasy lub tylko na wybranym odcinku. Najczęściej napęd zębaty stosowany jest w najtrudniejszych warunkach np. ze względu na nachylenie i panujące w nim warunki. Napęd zębaty eliminuje wszystkie słabe strony napędu ciernego, co przyczyniło się do podniesienia wydajności i bezpieczeństwa w stosowanych systemach transportu. Przykłady z różnymi rozwiązaniami zastosowania napędu zębatego w warunkach kopalń w kraju i poza granicami przedstawiono w artykule.

SŁOWA KLUCZOWE: Stosowane systemy transportu, kolejki podwieszone i spągowe z napędem zębatym, zastosowanie napędu zębatego w transporcie materiałów oraz do jazdy ludzi, napęd zębaty

1. WSTĘP

W wyniku restrukturyzacji technicznej dynamicznie rozwija się transport kolejkami podwieszonymi z napędem własnym. Koncentracja wydobycia wymaga sprawnie funkcjonującego systemu transportu zarówno w okresie normalnego biegu ściany jak i w okresie przezbrojenia. W czasie przemieszczania wyposażenia frontu eksploatacyjnego istotny jest czas w jakim on jest zrealizowany ze względu na przerwę w wydobyciu. W czasie przezbrajania wyposażenia ściany wraz z całą infrastrukturą przemieszcza się od 3–5 tys. ton wyposażenia. Do realizacji takiego zadania niezbędnym się staje zbudowanie efektywnego systemu transportu do przewozu materiału i załogi Na szczególną uwagę zasługuje bezpieczeństwo związane z eksploatacją tych urządzeń. Transport realizowany za pomocą napędu własnego posiada wiele zalet takich

jak lepsza mobilność czy wydajność, ale cechuje się również mniejszą pracochłonnością. Zastosowanie napędu zębatego w kolejkach podwieszonych i spągowych zmieniło sposób prowadzenia transportu.

Warunki górniczo-geologiczne często wymuszają stosowanie coraz doskonalszych rozwiązań w stosowanych systemach transportu. Napęd zębaty jest innowacyjny w swoim rozwiązaniu, a równocześnie uniwersalny w swoim stosowaniu bez względu na panujące warunki.

Napęd zębaty stosowany jest w kolejkach spągowych i podwieszonych oferowanych przez Becker-Warkop. Modułowa konfiguracja kolejek pozwala na wykorzystanie tych samych elementów zarówno w transporcie prowadzonym po spągu jak i podwieszonym.

Do transportu kolejkami spągowymi z napędem własnym wykorzystywane są:

- ciągniki spalinowe spągowe z napędem własnym KSZS o mocy 95, 96 oraz 148 kW. Osiągają one maksymalną siłę uciągu 300 kN,
- ciągnik manewrowy spągowy zębaty spalinowy MSZS 900/95 o maksymalnej sile uciągu 300 kN,
- kolejka spągowa zębata elektryczna KSZ – 650/900/30/60-A o maksymalnej mocy 60 kW i sile uciągu 240 kN,
- kolejka spągowa zębata elektryczna KSZ – 900/110 o mocy 110 kW i maksymalnej sile uciągu 300 kN.

Do transportu kolejkami podwieszonymi z napędem własnym wykorzystywane są:

- kolejki podwieszone cierne spalinowe KPCS o mocy 95, 96 oraz 148 kW i maksymalnej sile uciągu 240 kN,
- kolejki podwieszone cierno-zębate spalinowe KPCS o mocy 95, 96 oraz148 kW i maksymalnej sile uciągu 240 kN,
- kolejki podwieszone zębate spalinowe KPZS o mocy 95, 96 oraz 148 kW i maksymalnej sile uciągu jednego napędu HZA 30 kN,
- ciągniki manewrowe elektrohydrauliczne typu CMEH-22 i CEH-22 o maksymalnej sile uciągu 60 kN dla dwóch napędów HZA.

Na podstawie wieloletnich doświadczeń w stosowaniu różnych rozwiązań w stosowanych systemach transportu na szczególną uwagę zasługują ciągniki w których zastosowano napęd zębaty.

Dynamikę rozwoju systemów transportu przedstawiono w tabeli 1.

Tabela 1. Charakterystyka długości tras i środków transportu w wybranych latach
Table 1. Tracks lengths and transport packages' characteristic in the selected years

Lp.	Rok	2000	2007	2014
1.	Kolejki podwieszone i spągowe linowe - ilość [szt.] - długość trasy [km]	 - 416, 0	 495 462,65	 149 108,875
2.	Kolejki podwieszone z napędem własnym - ilość [szt.] - długość trasy [km]	 - 152,0	 211 540,5	 512 978, 004
3.	Kolejki spągowe z napędem własnym - ilość [szt.] - długość trasy [km]	 - -	 49 47,3	 47 38,212
4.	Kołowroty do transportu po torach - ilość [szt.] - długość trasy [km]	 1124 239,0	 - -	 - -

5.	Łączna długość trasy transportu [km]	807,0	1050,45	1125,091
6.	Procentowy udział poz. 2 w długości dróg transportowych [%]	18,8	51,5	86,9
7.	Liczba czynnych kopalń [szt.]	42	32	30

Do analizy wybrano dwa okresy siedmioletnie. W latach 2000–2014 liczba kopalń uległa zmniejszeniu o 12, tj. o 26,6%.

Systematycznie wydłuża się długość tras transportu przy malejącej liczbie kopalń.

Długość tras i liczba kolejek linowych systematycznie maleje po 2007 i jest zastępowana przez kolejki z napędem własnym.

W ciągu 14 lat długość tras kolejek z napędem własnym wzrosła sześciokrotnie. Natomiast liczba kolejek podwieszonych z napędem własnym w ciągu siedmiu lat (2007–2014) wzrosła prawie 2,5 krotnie. Udział długości tras transportowych kolejek podwieszonych z napędem własnym do długość tras ogółem wynosił w roku 2000 18.8%, natomiast w 2014 roku 86,9%. Transport kołowrotami po torach po roku 2006 posiadał podrzędne znaczenie.

Kolejki podwieszone z napędem własnym wprowadzane są do stosowania przez siedmiu oferentów.

2. CHARAKTERYSTYKA NAPĘDU STOSOWANEGO W KOLEJKACH FIRMY BECKER WARKOP

Istotnym elementem transportu jest charakterystyka ilościowa rodzaju stosowanego napędu wprowadzonych na rynek przez Becker-Warkop do roku 2014. Powyższą sytuację przedstawiono w tabeli 2.

Tabela 2. Charakterystyka ilościowa środków transportowych ze względu na rodzaj napędu
Table 2. Transport packages – quantitative characteristic considering the drive's type

Lp.	Nazwa jednostki organizacyjnej	Kolejki spągowe zębate [szt.]	Kolejki podwieszone z napędem [szt.]		
			Ciernym	Cierno-zębatym	Zębatym
1.	KW S.A.	22	17	20	-
2.	JSW S.A.	23	16	34	8
3.	KHW S.A.	9	3	8	7
4.	Tauron Wydobycie S.A.	1	-	5	-
5.	LW Bogdanka S.A.	-	-	-	-
6.	PG Silesia Sp. z o.o.	1	-	-	-
7.	Razem	56	36	67	15

Z tabeli 2 wynika, że kolejki spągowe zębate spalinowe są oferowane do stosowania tylko przez Becker-Warkop. Natomiast udział kolejek podwieszonych z napędem własnym w ilości 118 sztuk w ogólnej liczbie kolejek wprowadzonych do stosowania wynosi 21,5%.

Napęd cierny stosowany jest w 36 kolejkach co stanowi 30,5%. Natomiast liczba pracujących kolejek podwieszonych, tj. 67 sztuk, w których stosowany jest napęd cierno-zębaty wynosi 56,8%. Napęd cierno-zębaty prócz firmy Becker-Warkop stosowany jest przez firmę

Scharf w ilości 7 szt. Napęd zębaty stosowany jest w 15 szt. kolejek podwieszonych co stanowi 12,7%.

Na podstawie Tabeli 2 stwierdzamy, że 69,4% z liczby kolejek podwieszonych z napędem własnym posiada przynajmniej jeden napęd zębaty.

Udział kolejek podwieszonych i spągowych z napędem własnym w ogólnej liczbie kolejek wprowadzonych na rynek krajowy wynosi 30,2%.

Dla kolejek podwieszonych z napędem własnym do transportu może być stosowana m.in. trasa uniwersalna BWTU-50/130 mogącą przenosić obciążenie wzdłużne 130 kN. Dotychczasowe doświadczenia ze stosowanych rozwiązań w systemach transportu kolejkami podwieszonymi i spągowymi z napędem zębatym w kraju przedstawiono w publikacjach [1]–[7].

3. DOŚWIADCZENIA ZE STOSOWANIA NAPĘDU ZĘBATEGO W KRAJU

Doświadczenia ze stosowania napędu zębatego oparto o uzyskane wyniki z kopalń:

- JSW S.A.KWK Borynia-Zofiówka-Jastrzębie Ruch „Zofiówka”,
- KHW S.A. KWK Mysłowice-Wesoła,
- PG Silesia Sp. z o.o.,
- Tauron Wydobycie S.A. KWK Janina,
- Zabytkowa Kopalnia Węgla Kamiennego Guido.

3.1. *JSW S.A. KWK Borynia-Zofiówka-Jastrzębie „Ruch „Zofiówka”*

W JSW S.A. KWK Borynia-Zofiówka-Jastrzębie „Ruch „Zofiówka” transport na dole kopalni realizowany jest za pomocą kolei podziemnej oraz kolejek spalinowych podwieszonych i spągowych.

Długości tras dla transportu stosowanego w latach 2009, 2012 i w czerwcu 2015 zestawiono w tabeli 3.

Tabela 3. Długości tras [km] przypadające na poszczególne rodzaje transportu
Table 3. Tracks lengths (km) and the specific transport systems

Lp.	Rodzaj transportu	2009	2012	czerwiec 2015
1.	Kolejki podwieszane spalinowe	0,75	17,80	29,90
2.	Kolejki podwieszane linowe	20,82	9,46	4,26
3.	Kolejki spągowe linowe	0,00	0,00	0,00
4.	Kolejki spągowe spalinowe	4,00	3,90	3,04
5.	Kolejki spągowe elektryczne	0,00	0,45	0,38
6.	Przewóz kołowy	20,86	20,52	18,73
7.	Razem	46,43	52,13	56,31

W latach 2009–2015 systematycznie wydłużają się trasy kolejki podwieszanej spalinowej. Natomiast skracaniu ulega długość trasy kolejki podwieszanej spalinowej. Oba te trendy mają charakter trwały. Niewielkie zmiany na przestrzeni lat zachodzą w długości tras przewozu kołowego, kolejkami spągowymi spalinowymi oraz kolejkami spągowymi elektrycznymi.

Ze względu, że długość trasy kolejki podwieszonej spalinowej stanowi 53,1% w długości transportu ogółem to przedmiotem analizy będą kolejki podwieszone z napędem własnym.

Charakterystykę techniczną ciągników podwieszonych z napędem własnym zestawiono w tabeli 4.

Tabela 4. Charakterystyka techniczna ciągników podwieszonych z napędem własnym
Table 4. Technical characteristic – the self-propelled suspended haulages

Lp.	Nazwa ciągnika	Ilość [szt.]	Rodzaj napędu	Maksymalna moc ciągnika [kW]	Maksymalna siła uciągu ciągnika [kM]
1.	KPZS-S	5	zębaty	80	100
2.	KPCZ-148	5	cierno-zębaty	148	120
3.	KP-96	5	cierno-zębaty	96	100
4.	KP-95	4	cierno-zębaty	95	100
5.	GAD-1	1	cierny	86,4	80

W 95% stosowanych kolejek podwieszonych ma zastosowanie napęd zębaty. W kopalni stosowanych jest 5 ciągników spągowych KSZS do prac transportowych.

Kolej podziemna eksploatowana jest na poziomach 705, 830 i 900. Jej zadaniem jest transport urobku, materiałów, maszyn i urządzeń. Na poziomach 705 i 900 prowadzony jest także transport ludzi koleją podziemną. W transporcie kolejowym załoga transportowana jest w wozach 12-osobowych. Aktualnie na poziomie 705 załoga transportowana jest do przekopu C-1a i do przekopu wentylacyjnego E, zaś na poziomie 900 do przekopu F-kołowego i przekopu H-kołowego. Transport materiałów i urządzeń realizowany jest dla:

- ściany C-1a pokł. 502/1 z przekopu C-1a poz. 705,
- ściany D-2 pokł. 412łg +łd i 412łg i ściany D-4 pokł. 410 z wytycznej północnej kołowej na poz. 900,
- ścian F-3 pokł. 405/2 i G-2 pokł. 413/2 z przekopu F-kołowego poz. 900.

Kolejki spalinowe podwieszone mają za zadanie przetransportować potrzebne materiały, maszyny i urządzenia z kolejowych posterunków ruchu w pobliża frontów eksploatacyjnych, gdzie zlokalizowane są stacje nadawczo-odbiorcze zabudowane w chodnikach nadścianowych bezpośrednio przed frontem ściany. Układy transportu kolejkami podwieszonymi wyposażone są w zespoły transportowe składające się z ciągników spalinowych Becker-Warkop i zestawów transportowych. Dobór właściwych zestawów uzależniony jest od charakterystyki trasy i ciężarów transportowanych ładunków. Dwa układy transportu kolejką podwieszoną, spalinową przystosowane są do przewozu ludzi. Załoga transportowana jest do przekopu łączącego poz. 900 w pobliże ściany D-2 pokł. 412łg +łd i 412łg oraz w upadowej równoległej do poz. 1110 do rejonu robót związanych z rozcinką pokładu 505/1. Transport ludzi prowadzony jest w kabinach osobowych.

Kolejka spągowa, spalinowa służy do wykonywania transportów pomiędzy poziomami 705 i 900, a w niektórych rejonach wspomaga kolejki podwieszone spalinowe. Duże możliwości transportowe kolejek spągowych pozwalają na przewożenie ciężkich i wielkogabarytowych ładunków np. kompletnych sekcji obudowy zmechanizowanej. Transport kolejkami z napędem własnym został pozytywnie zweryfikowany w warunkach JSW S.A. KWK Borynia-Zofiówka-Jastrzębie Ruch „Zofiówka”

3.2. *KHW S.A. KWK „Mysłowice-Wesoła”*

Z kopalni Mysłowice-Wesoła będą prezentowane dwa zagadnienia dotyczące:
- prób prowadzenia transportu ciągnikiem z napędem zębatym z prędkością 2,5 m/s,
- transportu obudowy zmechanizowanej do ściany.

3.2.1. *Cel próby*

Celem było sprawdzenie możliwości transportu materiałów i urządzeń kolejką z napędem zębatym z prędkością 2,5 m/s. Do wykonania prób jazdy kolejką wyznaczono odcinek prosty w chodniku wentylacyjnym zachód w partii B1, pokład 510 między pochylnią III. Przed przystąpieniem do prób dokonano pomiaru sił uciągu, hamowania oraz prędkości wyzwalania wyłącznika odśrodkowego HAVE oraz indukcyjnych czujników prędkości. Dokonano połączenia hydraulicznego silników MS-18 umożliwiającego pracę wszystkich czterech silników napędów na II biegu (obecna konfiguracja obejmuje możliwe przełączenie silników w trybie większej prędkości ; 3x II bieg + 1x I bieg).

3.2.1.1. *Warunki techniczne w okresie przeprowadzanych prób jazdy:*
- tor jezdny, zębaty, podwieszony typu BWTU- 50/120, zbudowany w wyrobiskach przeznaczonych do prowadzenia jazdy ludzi,
- długość toru jezdnego 1 045 m,
- max nachylenie toru jezdnego 2°,
- ciągnik spalinowy, podwieszony KP 9543 o sile uciągu 120 kN (4x napęd HZA), nr kop. „19”,
- konfiguracja podłączenia hydraulicznego silników Poclain MS 18; I prędkość ciągnika - 4 jednostki napędu na I biegu (chłonność silnika 1,747 dm^3/obrót), II prędkość ciągnika - 4 jednostki napędowe na II biegu (chłonność silnika 0,874 dm^3/obrót),
- obliczona, teoretyczna prędkość jazdy - 2,73 m/s,
- obciążenie zestawu transportowego ok. 4500 kg,
- dodatkowa kontrola stanu technicznego torowiska oraz ciągnika spalinowego w dniu 13.11.2015, przed rozpoczęciem próbnych przejazdów, z wynikiem pozytywnym,
- zwiększanie prędkości od startu (v=0 m/s) do momentu zadziałania indukcyjnego czujnika prędkości PCIN 8 lub wyłącznika odśrodkowego i zaworu HAVE,
- przeprowadzenie prób jazdy w dwóch kierunkach wyznaczonego wyrobiska,
- ograniczenie prędkości jazdy do 0,5 m/s podczas przejazdu przez rozjazd torowy przy pochylni Vb.

3.2.1.2. *Analiza wyników*

1. Podczas próbnego przejazdu kolejka zębatą w chodniku wentylacyjnym zachodnim osiągnięto oczekiwaną prędkość przejazdu 2,5 m/s w całym zakresie długości wyrobiska, w obu kierunkach jazdy. Elektroniczne wskazanie wartości prędkości, w każdym przypadku zadziałania indukcyjnego czujnika prędkości wynosiło 2,6 m/s.

2. Osiągnięcie przez zestaw transportowy max. prędkości jazdy wynikało z zadziałania czujnika indukcyjnego prędkości jazdy PCIN 8 oraz wiązało się z zatrzymaniem i wyłączeniem ciągnika.

3. Awaryjne zatrzymania kolejki nie spowodowały naruszenia stanu technicznego zabudowy toru jezdnego BWTU-50/120 i ciągnika spalinowego.

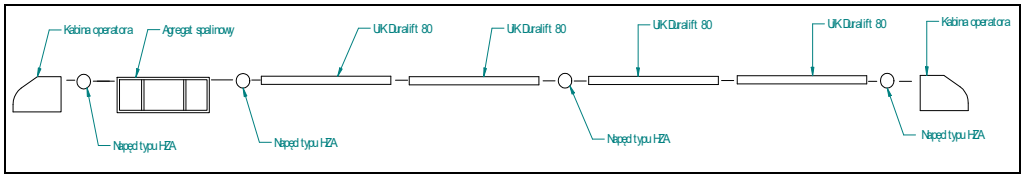
4. Subiektywne odczucia operatora i siedzących w drugiej kabinie ciągnika konwojentów (kolejno 4 osoby), podczas jazdy i w momentach awaryjnego zatrzymywania się kolejki, zostały opisane przez nich jako nie pogarszające samopoczucia komfortu i bezpieczeństwa jazdy

3.2.1.3. *Wnioski*

1. Przejazdy zestawem transportowym KP 9543, w założonych warunkach próby, należy uznać za bezpieczne i nie powodujące negatywnego samopoczucia operatora i pasażerów drugiej kabiny w chwili zadziałania zabezpieczeń kolejki przed przekroczeniem max dopuszczonej prędkości jazdy.
2. Otrzymany wynik osiągniętej prędkości 2,5 m/s jest zgodny z kalkulowanym teoretycznie i pozwala na częściowe formułowanie dalszych wniosków w stosunku prowadzenia jazdy ludzi lub transportu materiałów z większymi prędkościami niż dopuszczone w stosownych przepisach. W celu sformułowania ostatecznych wniosków technicznych dotyczących jazdy ludzi należy wykonać podobne próbne przejazdy w konfiguracji z zestawami przeznaczonymi do jazdy ludzi.
3. W warunkach zakładu górniczego KWK „Mysłowice-Wesoła" ,(w wyrobiskach partii B1), możliwe jest prowadzenie transportu materiałów kolejkami zębatymi KP 95 i KP 148 z prędkością 2,5 m/s, z obciążeniem wynikającym z nomogramów ich pracy i na trasach BWTU-50/120.
4. W wyrobiskach KWK Mysłowice-Wesoła, możliwe jest prowadzenie jazdy ludzi kolejkami zębatymi KP 95 i KP 148 z prędkością 2 m/s, z obciążeniem masą ludzką wynikającą z nomogramów pracy i na trasie BWTU-50/120 zabudowanej zgodnie z DTR.

3.2.2. *Transport sekcji obudowy zmechanizowanej Tagor 21/43 kolejkami podwieszonymi i i spągowymi z napędem własnym*

Sekcje obudowy zmechanizowanej o masie 21 Mg transportowane były z powierzchni w trzech częściach. Elementy sekcji załadowane były na platformy i transportem kołowym były przemieszczane na stanowisko przeładunkowe. Następnie za pomocą transportu kolejkami podwieszonymi z napędem zębatym (2 kolejki KP-95 i 1 kolejka KP-148) przemieszczano elementy sekcji do komory montażowej znajdującej się w odległości 4 km od przekopu. Po zmontowaniu sekcji w komorze była ona ładowana na platformę 320 kN kolejki spągowej KSZS – 148 kW i transportowana na odległość ok. 300 m do ściany. Maksymalne nachylenie trasy transportu sekcji wynosiło 9,5°. Liczba przetransportowanych sekcji 196 szt. Zbrojenie ściany wykonano w okresie od 25.08. do 15. 09.2015 r., tj. w ciągu 22 dni. Średnio na dobę zbrojono 9 sekcji. Na rysunku 1 przedstawiono konfigurację zestawu transportowego.



Rys. 1 Konfiguracja zestawu transportowego
Drawing 1. Transport set layout

Zbrojenie ściany prowadzone było przy przewietrzaniu za pomocą lutni. Uzyskany efekt z wykonania zbrojenia z wykorzystaniem napędu w tak krótkim czasie jest najlepszym argumentem mówiący o możliwościach wykorzystania go. Pierwotnie zakładano, że czas zbrojenia będzie wynosił 3 miesiące a wykonano je w 3 tygodnie. Zastosowane ciągniki cechowały się niską awaryjnością. Zastosowanie napędu zębatego wyeliminowało uślizg i postoje ciągników związane z wymianą kół napędowych ciernych. W sposób pośredni uzyskana wydajność w stosowanym systemie transportu przedkłada się na uzyskany efekt ekonomiczny.

3.3. *PG Silesia Sp. z o.o.*

Kolejka spągowa zębata typu KSZ-650/900/30/60-A zastosowana została w PG „Silesia" Sp. z o. o. do przezbrajania wyposażenia ściany 334 na ścianę 334(2) w pokładzie 330 w partii wschodniej kopalni. Transport sekcji typu FAZOS-14/34-2x3620-1 oraz FAZOS-14/34-2x x3620-2 prowadzony był z chodnika kierunkowego nr 8 badawczego do dowierzchni ściany nr 334(2) w pokładzie 330. Dowierzchnia ściany 334(2) wykonana została w obudowie ŁPSp3R-V32 o wysokości 3,5m i szerokości 7,5m. Średnie nachylenie dowierzchni ściany nr 334(2) w pokładzie 330 wynosiło 25°, a maksymalne 35°. Sekcje obudowy zmechanizowanej skrajne po zrabowaniu miały długość 8,334 m, natomiast szerokość wynosiła 1,5 m. Minimalna wysokość wynosiła 1,4 m. Ciężar sekcji wynosił 22,950 Mg. Długość sekcji liniowej wynosiła 7,535 m. a jej ciężar 22,460 Mg.

Sekcje transportowano na platformie o nośności 320 kN, która wyposażona była w dwie wciągarki hydrauliczne. Zostały one wykorzystane do zabezpieczenia sekcji obudowy zmechanizowanej przed zsunięciem się z platformy w trakcie transportu na upadzie, jak również do opuszczenia sekcji z platformy i ustawieniu jej w szeregu z pozostałymi sekcjami obudowy w ścianie.

W pierwszym etapie sekcje transportowane były za pomocą kolejki podwieszanej, a następnie na miejsce ustawiania przy pomocy kolejki spągowej zębatej typu KSZ-650/900/30/60-A.

Średnio w dobie transportowano do zbrojonej ściany 334(2) 5 sekcji w systemie czterozmianowym, Było to limitowane ilością rabowanych sekcji obudowy zmechanizowanej w obcince likwidacyjnej ściany nr 33. Kolejka spągowa zębata typu KSZ pozwalała na przetransportowanie większej ilości sekcji obudowy zmechanizowanej, tj. ponad 2 sekcje na zmianę (tj. ponad 8 sekcji na dobę).

Celem podniesienia bezpieczeństwa osób znajdujących się w rejonie pracy maszyny, operatora i załogę odpowiedzialną za ustawianie sekcji w ścianie, znajdującą się poniżej transportowanych sekcji, wyposażono w radiotelefony BWRI-U/1. Są one uzupełnieniem łączności porozumiewawczej. Cykl zbrojeniowy, tj. załadunek sekcji na kolejkę zębatą, transport sekcji w dowierzchni ścianowej, rozładunek i ustawienie sekcji w szeregu mieścił się w 90 minutach, co w tych warunkach jest dobrym rezultatem.

Na szczególną uwagę zasługuje fakt, że w czasie przezbrajania ściany 334 w pokładzie 330 w tak trudnych warunkach (nachylenie, ciężar transportowanych urządzeń), nie było żadnego wypadku i zdarzeń potencjalnie niebezpiecznych, co świadczy o właściwym dobrze sprzętu technologii jak również wyszkoleniu i dyscyplinie załogi. Dodać należy, że zadania związane z przezbrajaniem wykonano w planowym terminie.

Kolejka spągowa zębata typu KSZ-650/900/30/60-A zastosowana została w PG „Silesia" Sp. z o.o. po raz pierwszy.

Nadmienić należy, że kolejka typu KSZ została wprowadzona na rynek krajowy w 1998 r. a kolejne modernizacje czynią ją niezbędną do stosowania przy nachyleniach do 35°.

Należy zwrócić uwagę na wzrost siły uciągu ze 120 do 300 kN.

Natomiast parametry kolejnych modernizacji ciągnika KSZ zestawiono w tabeli 5.

Tabela 5. Parametry ciągników typu KSZ
Table 5. Type KSZ haulages' technical parameters

Typ	**KSZ-650/900/30/60-A**			**KSZ-900/110**
Maksymalna siła uciągu [kN]	120	160	180	300
Maksymalna prędkość transportu [m/min.]	13,8	20,4	18,0	18,0
Zainstalowana moc [kW]	15 lub 30	30 lub 60	30 lub 60	110
Napięcie zasilania [V]	500, 660, 1000, 1100, 1140			1000
Wersja ciągnika	X	Y	Z	-

Zastosowanie kolejki spągowej KSZ wyeliminowało dotychczasowe problemy, a przede wszystkim poprawiło bezpieczeństwo pracującej załogi. Wyciągarki zabudowane na platformie transportowej oraz prawidłowe mocowanie sekcji do platformy dało efekt w postaci stabilnego i regularnego transportu sekcji na każdym etapie prac. Kolejka typu KSZ-650/900/30/60-A. spełniła oczekiwania użytkownika, i będzie stosowana w przyszłości.

3.4. *Tauron Wydobycie S.A. KWK Janina*

Zbrojenie miało miejsce na przełomie I i II kwartału 2014 roku. Długość trasy transportu wynosiła ponad 5000 metrów, z czego na około 800 metrach zabudowany był uniwersalny tor jezdny typu BWTU-50/120 wyposażony w trasę zębatą. Transport wykonywany był za pomocą dwóch ciągników typu KP-148 w wersji cierno-zębatej KPCZ w konfiguracji z pięcioma napędami ciernymi i czterema zębatymi. Nominalna siła uciągu wynosiła 100 kN dla napędów ciernych oraz 108 kN dla napędów zębatych. Przedmiotem transportu były sekcje obudowy zmechanizowanej Glinik-20/41-POz o masie: 21,678 Mg (sekcje liniowe) oraz 23,891 Mg (sekcje skrajne). Sekcje transportowane były w elementach, ale w jednym transporcie zabierany był komplet elementów dla jednej sekcji.

Trasa transportu przebiegała kolejno: chodnikiem N-815, pochylnią N-802 oraz chodnikiem podstawowym poz. 500 G-679, aż do przecinki G-632 przy użyciu napędów ciernych. Na tym odcinku trasa była niezawilgocona, a wyrobiska praktycznie poziome (maksymalne nachylenie dochodziło do 6°). Natomiast w przecince G-632 zabudowana była na odcinku poziomym trasa zębata. Na tym właśnie odcinku dokonywane było przełączenie napędów z ciernych na zębate. Ciągniki były tak skonfigurowane, że transport na trasie zębatej odbywał się tylko i wyłącznie z użyciem napędów zębatych. Miało to na celu wyeliminowanie możliwości zaistnienia uślizgu na bardzo mocno zawilgoconej i zapylonej trasie (w efekcie czego trasa o znacznej długości była mocno zabrudzona tworząc śliską maź). Po przełączeniu na napędy zębate transport prowadzony był poprzez rozjazd do upadowej N-633. Po zmianie kierunku jazdy transport prowadzono po upadzie dochodzącym do 14° następującymi wyrobiskami: upadową N-633, przecinką transportową G-648 oraz upadową G-635, aż do chodnika G-700. Na długości trasy zębatej zabudowany był przenośnik taśmowy przystosowany do jazdy ludzi. Na odcinku tym nie można było zabudować tradycyjnych odciągów łańcuchowych. Zastosowano więc tam odciągi sztywne, mocowane tylko z jednej strony trasy. Rozwiązanie to sprawdziło się całkowicie i do chwili obecnej zabudowane są w ciągu trasy BWTU. W chodniku G-700 na odcinku poziomym nastąpiło przełączenie napędów na cierne. Na pozostałym odcinku trasy aż do zbrojonej ściany nr 704 transport prowadzony był przy użyciu napędów ciernych.

Zalety zastosowanego rozwiązania:

- w miejscu zabudowy trasy zębatej i zastosowania napędów zębatych wyeliminowano możliwość zaistnienia uślizgu (w wyrobiskach tych przy poprzednim przezbrojeniu kopalnia miała poważne problemy z utrzymaniem właściwej pracy ciągników z napędami ciernymi);
- skrócenie czasu przezbrojenia (możliwość transportu większej ilości elementów sekcji przy jednym transporcie w porównaniu z ciągnikami ciernymi);
- poprzez zwiększenie pewności działania napędu zębatego uzyskano większe bezpieczeństwo podczas prowadzenia transport transportu;
- zastosowanie napędu zębatego wpłynęło na zmniejszenie ilości zużytych kół ciernych podczas przezbrojenia co przedkłada się na wymierny efekt ekonomiczny;
- uzyskano większą wydajność w stosowanym transporcie co przyczyniło się do osiągniecia wymiernego efektu ekonomicznego w postaci obniżenia kosztów zbrojenia ściany i szybszego jej uruchomienia.

3.5. *Zabytkowa Kopalnia Węgla Kamiennego „Guido”*

Do przewozu turystów zwiedzających Zabytkową Kopalnię Węgla Kamiennego GUIDO w Zabrzu zastosowano zestaw transportowy składający się z ciągnika podwieszonego elektrohydraulicznego typu CEH-22 oraz kabin osobowych. Długość zestawu transportowego wynosi 33 m. Trasę kolejki podwieszonej o długości 400 m zabudowano w przekopie wentylacyjnym na poz. 320 m. Nachylenie toru jezdnego nie przekracza 4°. Na trasie kolejki podwieszonej zabudowane są 3 stacje osobowe służące do wsiadania lub wysiadania. Na stacji nr 2 zabudowany jest pomost do wsiadania i wysiadania osób niepełnosprawnych. Trasę kolejki stanowi tor uniwersalny typu BWTU-50/100 wyposażony w listwę zębatą. Tor stabilizowany jest za pomocą odciągów. Maksymalna prędkość jazdy kolejki wynosi 1,8 m/s. Zestaw transportowy składa się z:

- dwóch kabin operatora,
- części maszynowej,
- napędu zębatego,
- dwóch wózków hamulcowych typu WHR – 1/N,
- ośmiu kabin osobowych typu UIK – GUIDO – 4.

Elementy kolejki połączone są ze sobą cięgłami, a cały zestaw spięty jest liną. Kabiny osobowe zapewniają pozycję siedzącą turystów, oraz zabezpieczenie przed ewentualnym wypadnięciem jadących. W sytuacji awaryjnej podczas jazdy, istnieje możliwość zatrzymania zestawu przez jadących poprzez zaciągnięcie linki awaryjnego hamowania. Ponadto kabiny osobowe wyposażone są w urządzenie z sygnałem dźwiękowym połączone linką celem nadania sygnałów do operatora ciągnika. Parametry techniczne ciągnika CEH-22 przedstawiono w [3] Kolejka wyposażona jest w system łączności bezprzewodowej BeckerCom składający się ze stacji bazowej, anten kierunkowych i radiotelefonów. W radiotelefony wyposażeni są: operator kolejki, kierownik pociągu oraz przewodnicy grup wycieczkowych. Ciężar zestawu transportowego z ciągnikiem CEH-22 wynosi 8433 kg, natomiast z 32 turystami 11313 kg. Do chwili obecnej kolejka przepracowała od 10.09.2012 roku 4750 motogodzin. Pracuje przez 6 dni w tygodniu, tj. od wtorku do niedzieli. Układ transportowy spełnia wymagania obowiązujących przepisów w zakresie przewozu ludzi kolejką.

4. ZASTOSOWANIE NAPĘDU ZĘBATEGO ZA GRANICĄ

Dynamicznie rozwijające się systemy transportu z zastosowaniem napędu zębatego znajdują zastosowanie również poza granicami kraju. Dotyczy to wykorzystania napędu zębatego w kolejkach spągowych jak i podwieszonych. Rozwiązania te stosowane są m.in. w Chinach, Rosji czy Turcji.

4.1. *Rozwiązania stosowane w Chinach*

Na rynek Chiński dostarczono 30 szt. ciągników do kolejek podwieszonych i spągowych z napędem własnym. Charakterystykę tych środków ze względu na rodzaj stosowanego napędu przedstawiono w tabeli 6. Spośród dostarczonych ciągników 73,3% stanowią kolejki podwieszone z napędem własnym. Wśród tych kolejek napęd zębaty stosowany był w 20,0% pośród dostarczonych. Natomiast napęd zębaty dla kolejek spągowych był stosowany w 26,7% ciągników. Na uwagę zasługuje ciągnik LZS-150.

Tabela 6. Charakterystyka ciągników ze względu na rodzaj napędu
Table 6. Haulages' characteristic considering the drive's type

Lp.	Typ ciągnika	Liczba ciągników [szt.]	Procentowy udział w liczbie ogółem [%]
1.	KPCS	16	53,3
2.	KPCZ	6	20,0
3.	KSZS	5	16,7
4.	LZS	3	10,0
5.	Razem	30	100,0

4.1.1. *Lokomotywa zębata spalinowa typu LZS-150*

Lokomotywa LZS-150 służy do transportu ludzi, urządzeń oraz innych ładunków po torach kolei podziemnej oraz po torach wyposażonych w zębatkę.

4.1.2. *Charakterystyka techniczna*

Rozwiązania konstrukcyjne oraz możliwości trakcyjne pozwalają na prowadzenie transportu po torze jezdnym wyposażonym w zębatkę o nachyleniu do ±30°. Jednostki napędowe lokomotywy zasilane są z agregatu spalinowo-hydraulicznego wyposażonego w silnik spalinowy o mocy 148 kW. Lokomotywa porusza się po szynach kolejowych o rozstawie 750 lub 900 mm. Wyposażona jest w odłączalny napęd zębaty. Napęd ten umożliwia pokonywanie nachylonych odcinków trasy po torze z zabudowaną wewnątrz listwą zębatą. Również na odcinkach w odpowiedniej odległości przed i po nachyleniu zabudowana jest listwa, aby umożliwić zazębienie i wyzębienie napędów. Lokomotywa może współpracować z taborem kopalnianej kolei podziemnej jak i z wozami przeznaczonymi do transportu. Agregat spalinowo-hydrauliczny wyposażony jest w silnik diesla o mocy 148 kW. Spaliny są schładzane przez suchy i mokry układ chłodzenia spalin. Silnik jest zintegrowany z pompą hydrauliczną główną oraz równolegle z pompami układów pomocniczych. Pompa główna zasila zespoły napędowe jazdy szynowej lub posuwu zębatkowego. Zespoły te zlokalizowane są w obu kabinach kolejki. Agregat jest zawieszony na zespołach kabinowych za pomocą specjalnych przegubów. Dzięki temu rozwią-

zaniu masa agregatu jest w 100% wykorzystana do nacisku na koła jezdne, a to przekłada się na dużą siłę sprzężenia ciernego kół z szyną. Efektem tego sprzężenia jest możliwość pełnego wykorzystania mocy w funkcji jazdy lokomotywowej. Ponadto system ten zapewnia prawidłową pracę zespołu napędu zębatkowego, a podchwyty ciągnika spełniają funkcję asekuracyjną. Każdy zespół napędu zębatkowego jest wyposażony w cztery silniki hydrauliczne, oraz ma możliwość sterowania ilością aktywnych silników, dzięki czemu można maszynę dostosować do wymaganej siły uciągu. Redukcja ilości czynnych silników pozwala na zwiększenie prędkości posuwu. Lokomotywa została wyposażona w instalacje elektryczną, której zadaniem jest: zasilanie urządzeń, realizacja algorytmu sterowania, kontrola poszczególnych urządzeń, obwodów pod kątem uszkodzeń, oraz ciągły pomiar stanu pracy maszyny. Kasety sterownicze zabudowane są w każdej z kabin oraz w części silnikowej. Służą zarówno do uprawnienia wybranej z kabin lub części silnikowej do uruchomienia jej lub wyłączenia. Lokomotywa wyposażona jest w elementy podstawowe i dodatkowe zwiększające bezpieczeństwo podczas eksploatacji.

Funkcje lokomotywy typu LZS-150 oraz parametry techniczne dla funkcji jako ciągnika zębatego lub lokomotywy wraz z parametrami technicznymi przedstawiono w [7].

Lokomotywa zębata spalinowa typu LZS-150 została zastosowana w górnictwie chińskim w kopalni Ding Ji w Huajnam.

Pierwszą lokomotywę zastosowano w roku 2014. Służyła do przewozu materiału od szybu do ściany. Zadaniem jej było pokonywanie wzniesień do ±30°. Na trasie transportu znajdowała się pochylnia o długości 78 m i nachyleniu 22°. Długość trasy od szybu do ściany wynosiła 3,5 km. Na tej trasie transportowane były sekcje obudowy ścianowej o masie 20 Mg.

Po wprowadzeniu drugiej lokomotywy transport prowadzony był na trasie, gdzie nachylenie wyrobiska wynosiło 18° na długości 350 m. W wyrobiskach poziomych pracowała jako lokomotywa. Natomiast na odcinkach nachylonych pracowała jako ciągnik zębaty z wykorzystaniem podchwytu. Elementem charakterystycznym było prowadzenie transportu na upad. Środki transportowe były dopinane do ciągnika z przodu. Celem właściwej obserwacji wyrobiska przed zestawem zabudowana była kamera do obserwacji obrazu na monitorze w kabinie operatora. Transmisja obrazu odbywa się za pomocą przewodu podwieszonego do zestawu transportowego. Na odcinkach nachylonych ciągnik wyposażony jest w wyłącznik odśrodkowy. Elementem weryfikującym przyjęty system transportu był transport 150 sekcji obudowy. Ciągnik wyposażony jest w metanomierz, gdyż jest to kopalnia metanowa. Natomiast wyłączenie ciągnika spalinowego musi nastąpić po przekroczeniu 1,0% metanu. Wszystkie lokomotywy wyposażone są w sterowanie radiowe. Pierwsza lokomotywa do końca kwietnia przepracowała 776 motogodzin. Natomiast druga przepracowała w ciągu pięciu miesięcy 541 motogodzin. W chwili obecnej pracuje kolejna trzecia lokomotywa.

Zastosowanie maszyn miało za zadanie zastąpić niebezpieczny transport linowy, w którym zaistniało dużo wypadków. Tak więc uzyskano efekt BHP w postaci obniżenia ilości wypadków. Lokomotywa jest środkiem mobilnym w przemieszczaniu transportu. Uległa poprawie wydajność w stosowanym systemie transportu. Podstawowym wymogiem była zmiana dotychczasowego sposobu transportu. Wymogiem dodatkowym było, że transport miał być prowadzony od podszybia do przodka bez przeładunku.

Zastosowany system transportu został zweryfikowany pozytywnie w warunkach kopalni Ding Ji w Chinach.

4.2. *Rozwiązania stosowane w Rosji*

Ciągniki firmy Becker-Warkop Sp. z o.o. stosowane są w 15 kopalniach. Typy stosowanych ciągników zestawiono w tabeli 7.

Tabela 7. Charakterystyka ciągników ze względu na rodzaj napędu
Table 7. Haulages' characteristic considering the drive's type

Lp.	Typ ciągnika	Liczba ciągników [szt.]	Procentowy udział w liczbie ogółem [%]
1.	KPCS	35	76,0
2.	Beckman (cierna)	3	6,5
3.	CMEH (cierna)	2	4,4
4.	KPCZ	2	4,4
5.	KSZS	4	8.7
6.	Razem	46	100,0

Na podstawie tabeli 7 stwierdzono, że napęd zębaty stosowny jest w kolejkach podwieszonych i spągowych z napędem własnym co stanowi 13,1% w stosunku do kolejek z napędem ciernym (86,9%).

4.3. *Rozwiązania stosowane w Turcji*

W Turcji do transportu sekcji i wyposażenia ścian stosowany był:
- ciągnik manewrowy spągowy zębaty spalinowy MSZS 900/95,
- ciągnik podwieszony zębaty spalinowy KP-95,
- kolejka spągowa zębata typu KSZ-900/110.

4.3.1. *Zastosowanie ciągnika manewrowego spągowego zębatego spalinowego MSZS 900/95*

Ciągnik manewrowy spągowy zębaty spalinowy MSZS 900/95 przeznaczony jest do transportu sekcji obudów zmechanizowanych, elementów kombajnów, ciężkich elementów przenośników ścianowych oraz innych urządzeń podczas zbrojenia i likwidacji wyrobisk ścianowych, oraz innych prac transportowych.

Ciągnik manewrowy spągowy zębaty spalinowy MSZS 900/95 składa się z następujących elementów:
- agregatu hydrauliczno-spalinowego o mocy 95 kW,
- ramy nośnej agregatu,
- dwóch wózków napędowych,
- wozu hamulcowego,
- cięgła.

Dane techniczne:
- moc silnika spalinowego 95 kW,
- liczba silników hydraulicznych max. 8,
- maksymalna siła uciągu 300 kN,
- hamulec postojowy i bezpieczeństwa sprężynowo-tarczowy,
- statyczna siła hamowania wózka hamulcowego min. 1,5 siły uciągu,
- wózek hamulcowy dostosowany do siły uciągu,
- sterowanie zdalne, radiowe.

4.3.2. *Zastosowanie kolejki podwieszonej zębatej spalinowej typu KP-95*

Kolejka ta przeznaczona była transportu sekcji obudowy zmechanizowanej oraz wyposażenia do ściany w kopalni „Imbat" w miejscowości Soma. Stosowana była jako samodzielne urządzenie transportowe.

Kolejka ta wyposażona była w cztery napędy zębate. Maksymalna siła uciągu wynosiła 120 kN. Maksymalne nachylenie spągu wyrobiska wynosiło 14°. Transportowane sekcje obudowy zmechanizowanej były o ciężarze 9,5 Mg. Ciągnik ten stosowany był do transportu sekcji obudowy zmechanizowanej w liczbie 112 szt. Zostały one przetransportowane wraz z wyposażeniem ściany w rekordowo krótkim czasie, tj. od 27.10. do 14.11.2015 r.

Dane techniczne:

- moc silnika spalinowego:95 kW,
- siła uciągu: 120 kN,
- maksymalna prędkość:2,5 m/s.
- profil toru jezdnego: I155 wyposażony w zębatkę,
- masa: 8100 kg.



Rys. 2. Kolejka podwieszona zębata spalinowa KP-95
Drawing 2. Diesel & gear driven, suspended haulage type KP-95

4.3.3. *Zastosowanie kolejki spągowej zębatej typu KSZ-900/110*

Kolejka ta przeznaczona była transportu sekcji obudowy zmechanizowanej oraz wyposażenia do ściany w kopalni Park Termik w Cayirhan. Stosowana była jako samodzielne urządzenie transportowe.

Kolejka ta wyposażona była w dwa silniki o mocy 55 kW. Maksymalna siła uciągu wynosiła 300kN. Maksymalne nachylenie spągu wyrobiska wynosiło 35°. Transportowane sekcje obudowy zmechanizowanej były o ciężarze 32 Mg.

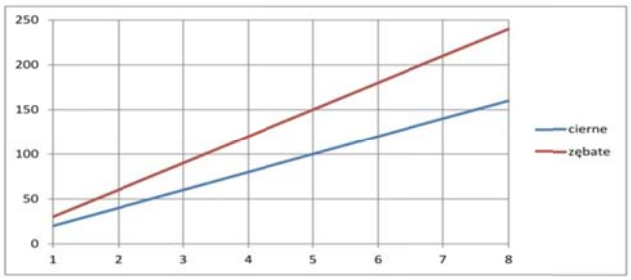
5. ANALIZA PORÓWNAWCZA PRACY NAPĘDU CIERNEGO I ZĘBATEGO

Liczba kolejek podwieszonych z napędem własnym systematycznie wzrasta. Średnio można przyjąć, że o 40 szt. rocznie. Sposób prowadzenia transportu ulega modyfikacji w wyniku działań związanych z restrukturyzacją techniczną. Mając na uwadze zmieniające się uwarunkowania prowadzenia transportu zwłaszcza kolejkami podwieszonymi podjęte działania przez firmę zmodyfikowania go potwierdzają słuszność wytyczonego kierunku. Na podstawie rozeznania rynku w chwili obecnej około 15% z liczby kolejek podwieszonych z napędem własnym ma zabudowany przynajmniej jeden napęd zębaty. Analiza porównawcza kosztów prowadzenia transportu z napędem ciernym i zębatym dla długości trasy 1800 m (średnia długość trasy transportu przypadająca na jeden ciągnik kolejki podwieszonej z napędem własnym w 2012 r.) jest tańsza dla napędu zębatego w okresie amortyzacji. Na korzyść napędu zębatego przema-

wiają również argumenty bezpieczeństwa prowadzenia transportu oraz techniczne i użytkowe. W porównywaniu napędu ciernego i zębatego uwzględniono doświadczenia kopalń w stosowaniu różnych rozwiązań technicznych w nawiązaniu do istniejących warunków. Porównanie pracy napędu ciernego i zębatego przeprowadzono w oparciu o wnioski wynikające z uzyskanych doświadczeń ze stosowanych systemów transportu. Dla porównania napędu ciernego z zębatym uwzględniono:

- Pewność działania podczas przenoszenia momentu obrotowego z silnika hydraulicznego na siłę uciągu na kontakcie z trasą kolejki.
- Większą pewnością działania cechuje się napęd zębaty. Dla napędu zębatego warunki na trasie nie wpływają na parametry prowadzonego transportu w przeciwieństwie do napędu ciernego.
- Zwiększanie docisku koła ciernego do trasy powoduje szybsze zużycie okładziny na kole napędowym.
- Zwiększenie docisku koła ciernego często realizowane jest na trasie zawilgoconej, zabrudzonej (np. przez pył w zużytym prądzie powietrza), na zmiennych nachyleniach (np. krótki odcinek toru o dużym nachyleniu), na zakrętach w rejonie gdzie zmienia się nachylenie wyrobiska.
- Szybsze zużycie kół napędu ciernego winno być przedmiotem analizy o celowości przyjętego rozwiązania w stosowanych systemach transportu ze względu na bezpieczeństwo i zmniejszenie kosztów.
- Pewność ruchowa prowadzenia transportu z zastosowaniem napędu zębatego pozwala bezpiecznie prowadzić transport w każdych warunkach.
- Napęd cierny powoduje zużywanie środnika szyny spowodowanego przenoszeniem siły uciągu.
- Większą siłę uciągu ma pojedynczy napęd zębaty (bez zwiększania ciśnienia w układzie zasilania).
- Napęd zębaty pozwala na uzyskanie dużych sił i pokonywanie nachyleń bez względu na panujące warunki.
- Na podstawie przeprowadzonej analizy porównawczej wynika, że zastosowanie napędu zębatego jest uniwersalne bez względu na panujące warunki geologiczno-górnicze.
- Napęd zęby poprawia warunki BHP prowadzenia transportu.
- Ze względów ekonomicznych analiza porównawcza, wykazała, że napęd zębaty jest tańszy w stosowaniu.

Ponadto dokonano porównania siły uciągu od ilości napędów ciernych i zębatych, co przedstawia rysunek 3.



Rys. 3. Zależność siły uciągu od ilości napędów ciernych i zębatych
Drawing 3. Pulling force in function of friction and gear drives' number

Autorzy uważają, że podstawowym elementem w transporcie kolejkami podwieszonymi z napędem własnym jest pewność uzyskania założonej siły uciągu bez względu na panujące warunki. Warunek ten spełnia napęd zębaty.

6. PORÓWNANIE ZUŻYCIA ELEMENTÓW NAPĘDOWYCH W KOLEJKACH Z NAPĘDEM CIERNYM I ZĘBATYM

Przedmiotem analizy było porównanie dla wybranej kopalni ilościowego zużycia:

- kół napędowych,
- siłowników hamulca,
- klocków hamulcowych,
- siłowników docisku.

Analiza ilościowa wybranych elementów napędu oraz hamulca ma na celu porównanie liczb zużytych elementów w ciągu roku 2013. Dotyczy to kolejek podwieszonych z napędem ciernym i zębatym. Powyższą sytuację przedstawiono w tabelach 8 i 9.

Tabela 8. Zużycie wybranych elementów kolejki z napędem ciernym
Table 8. Frictional driven haulages' specific elements wearing

Ilość kolejek [szt.]	Ilość wymienionych siłowników hamulca [szt.]	Ilość wymienionych klocków hamulcowych [szt.]	Ilość wymienionych siłowników docisku [szt.]
23	23	217	30

Tabela 9. Zużycie wybranych elementów kolejki z napędem zębatym
Table 9. Gear driven haulages' specific elements wearing

Ilość ciągników [szt.]	Ilość wymienionych napędów HZA „wieńców zębatych" [szt.]	Ilość wymienionych siłowników hamulca [szt.]	Ilość wymienionych klocków hamulcowych [szt.]	Ilość wymienionych siłowników docisku [szt.]
5	6*	Nie dotyczy	Nie dotyczy	Nie dotyczy

*od 2008 r. wymieniono tylko 6 wieńców zębatych.

Na podstawie zestawienia wybranych elementów najmniejszym zużyciem wybranych elementów cechuje się napęd zębaty.

Na podstawie przedstawionych w tabelach liczb wymienionych elementów autorzy jednoznacznie stwierdzają, że napęd zębaty w ciągnikach podwieszonych jest bezsprzecznie najlepszym rozwiązaniem technicznym co do sposobu przenoszenia siły uciągu.

WNIOSKI

Na podstawie wieloletnich doświadczeń związanych ze stosowaniem napędu zębatego w kolejkach podwieszonych z napędem własnym w kraju i za granicą można sformułować następujące wnioski:

1. Zwiększająca się liczba wyrobisk nachylonych do 30° w których prowadzony jest transport zmusza użytkowników do stosowania coraz doskonalszych rozwiązań w systemach transportu kolejkami podwieszonymi z napędem własnym.
2. Dynamicznie rozwija się transport kolejkami podwieszonymi z napędem własnym.
3. Zastosowanie napędu zębatego w transporcie kolejkami podwieszonymi z napędem własnym przyczyniło się do poprawy bezpieczeństwa jak i wzrostu wydajności.
4. Napęd zębaty stosowany w wyrobiskach o dużym zapyleniu i zawilgoceniu oraz nachyleniach dochodzących do 30° jest bardziej efektywny.
5. Napęd zębaty eliminuje tzw. uślizg w transporcie kolejkami podwieszonymi z napędem własnym.
6. Zwiększająca się liczba wyrobisk nachylonych do 30° w których prowadzony jest transport zmusza użytkowników do stosowania coraz doskonalszych rozwiązań w systemach transportu kolejkami podwieszonymi z napędem własnym.
7. Dynamicznie rozwija się transport kolejkami podwieszonymi z napędem własnym.
8. Zastosowanie napędu zębatego w transporcie kolejkami podwieszonymi z napędem własnym przyczyniło się do poprawy bezpieczeństwa jak i wzrostu wydajności.
9. Napęd zębaty stosowany w wyrobiskach o dużym zapyleniu i zawilgoceniu oraz nachyleniach dochodzących do 30° jest bardziej efektywny.
10. Napęd zębaty eliminuje tak zwany uślizg w transporcie kolejkami podwieszonymi z napędem własnym.
11. Pewność ruchowa prowadzenia transportu z zastosowaniem napędu zębatego pozwala bezpiecznie prowadzić transport w każdych warunkach.
12. Napęd zębaty może być stosowany jako samodzielny lub współpracować z napędem ciernym.
13. Większa jest siła uciągu jednego napędu zębatego w stosunku do ciernego.
14. Napęd zębaty cechuje się dłuższym okresem użytkowania w stosunku do ciernego.
15. Stosownie napędu zębatego powoduje nieduże zużycie szyn zębatych w stosunku do ciernych.
16. Napęd zębaty może być stosowany na całej trasie transportu, bądź tylko na wyznaczonym odcinku trasy.
17. Zastosowanie ciągników z napędem zębatym zostało zweryfikowane pozytywnie przez użytkowników w podziemiach kopalń na podstawie gruntownego doświadczenia i wiedzy, jaką zdobyliśmy od roku 2008.

LITERATURA

[1] J. Matuszewski, A. Okoń, T. Budniok, J. Rusinek.: Stosowanie kolejek spągowych w warunkach górotworu o niskich parametrach wytrzymałościowych w PKW SA ZG Sobieski, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, 22-26.02.2010, Kraków, s. 183-192.
[2] J. Rusinek, W. Zasadni, J. Frączek.: Mechanizacja prac transportowych kolejkami spągowymi i podwieszonymi firmy Becker – Warkop Sp. z o.o. w kopalniach węgla kamiennego, XXII Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków, 18-22 lutego 2013r., wersja elektroniczna 05.13 Rus s.1-13.
[3] J. Rusinek, W. Zasadni.: Zastosowanie ciągników CMEH-22 i CEH-22 w systemach transportu kolejkami podwieszonymi firmy Becker – Warkop Sp. z o. o., VIII Międzynarodowa Konferencja Techniki Urabiania, Kraków – Krynica, 24 -27 września 2013r., s.251-259.
[4] A. Wardas, W. Humeniuk.: Zastosowanie ciągnika podwieszonego typu KPCZ – 148 z napędem cierno-zębatym w KW SA Oddział KWK Knurów –Szczygłowice ,14 Międzynarodowa Konferencja Nau-

kowo-Techniczna KOMTECH 2013, nt. Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa, Bezpieczeństwo- Efektywność- Niezawodność , Monografia ,18 - 20 listopad 2013, Kliczków s. 237-248.
[5] Cz. Kubaczka, J. Pawlas, W. Zasadni, J. Rusinek .: Zastosowanie napędu zębatego w kolejkach podwieszonych z napędem własnym w JSW SA KWK Borynia-Zofiówka-Jastrzębie „Ruch Zofiówka". XXIII Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków, 24-28 lutego 2014 r., Materiały konferencyjne wersja elektroniczna.
[6] J. Rusinek, W. Zasadni: Zastosowanie napędu zębatego w systemach transportu kolejkami podwieszonymi z napędem własnym, Inżynieria Górnicza nr 1/2014, marzec-maj, s. 18-22.
[7] W. Zasadni, J. Żyrek, J. Rusinek, J. Frączek: Innowacyjne rozwiązania w systemach transportu kolejkami z napędem własnym, XXIV Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków, 23-27 lutego 2015r., wersja elektroniczna.
[8] T. Budniok, J. Rusinek, W. Zasadni , K. Krawczyk .: Nowoczesne rozwiązania w systemach transportu kolejkami podwieszonymi z napędem własnym , Konferencja naukowo techniczna pt. „ Górnictwo – perspektywy i zagrożenia'' 6-8 maja 2014, Rybnik, Monografia, Mechanizacja prac transportowych, s. 52-65.

The Application of the Gear Drive in Underground, Haulage Transport Systems in Aspect of Safety and Works' Efficiency Improvement

Abstract

Underground conditions which are being changed cause that the more advance technological solutions have been applied in transport systems.

The application of the gear drive in self-propelled monorails and floor mounted transport systems has definitively changed the way of its operation. Gear drive in the floor mounted haulages enables to achieve pulling force of 300 kN and to use it on the gradient up to 35 deg.

The application of the gear drive in monorails enables to use it as self-reliant type of drive or it can be applied in collaboration with the frictional type of drive offering in result the mixed type i.e. the friction-gear one. The gear drive can be used on the whole track's length or on its specified sections only. In most cases the gear drive is being used in the most difficult conditions for example in badly inclined roadways and also in non-favourable environmental circumstances.

The gear drive eliminates all weak features of the frictional drive and this fact allows to increase efficiency and safety in the applied transport systems.

The paper presents an examples of different gear drives' applications in our country as well as in overseas territories.

KOMPANIA WĘGLOWA S.A.

Zastosowanie wielkogabarytowych skrzyżowań i komór w upadowej odstawczo – transportowej umożliwiających jednoczesną odstawę urobku i transport materiałów.

Robert Bryja
Andrzej Kondzielnik
Mariusz Jaszczurowski
KW S.A. Oddział KWK „Marcel”

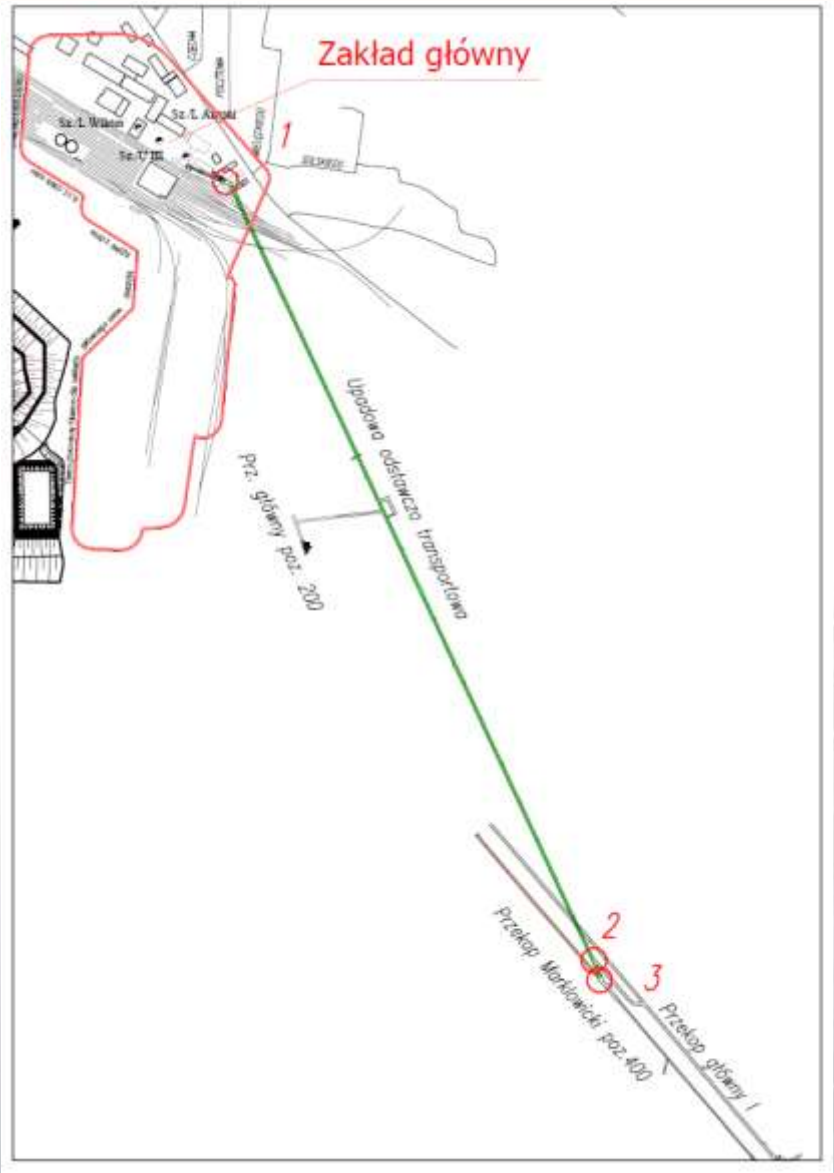


Radlin, luty 2016r.

Wloty do upadowej odstawczo – transportowej z powierzchni



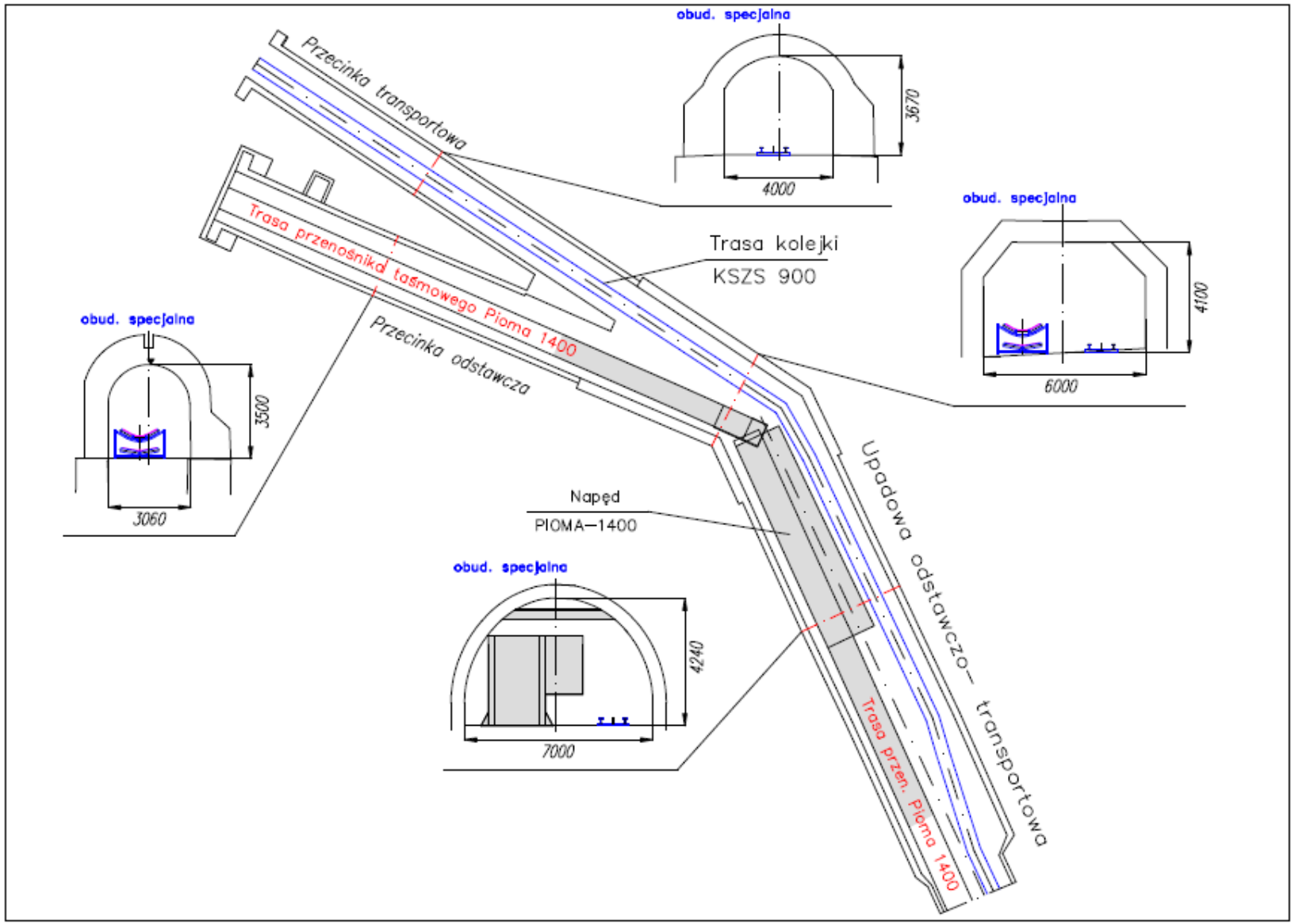
I etap drążenia Upadowej odstawczo – transportowej: trzy skrzyżowania oraz komora napędu przenośnika taśmowego



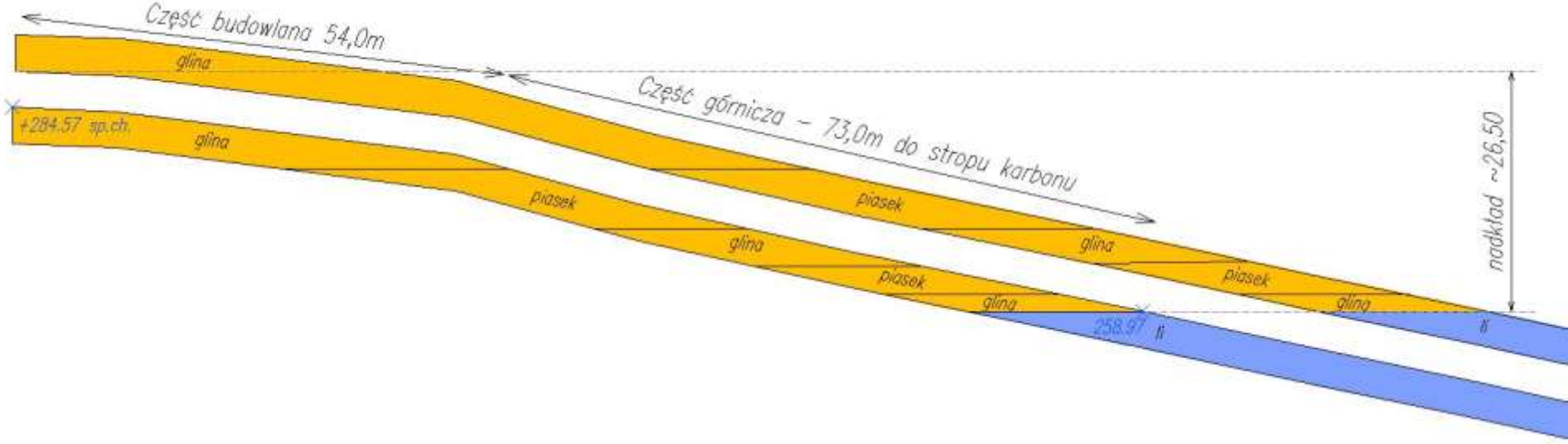
„Skrzyżowanie” nr 1

Wloty do Upadowej odstawczo - transportowej z powierzchni oraz skrzyżowanie Przecinki transportowej i Przecinki odstawczej z Upadową odstawczo-transportową.

Przekroje wlotów do Upadowej odstawczo – transportowej na powierzchni



Przekrój geologiczny w miejscu rozpoczęcia upadowej odstawczo - transportowej



Miejsce rozpoczęcia robót budowlanych – portali wlotowych do Upadowej odstawczo - transportowej



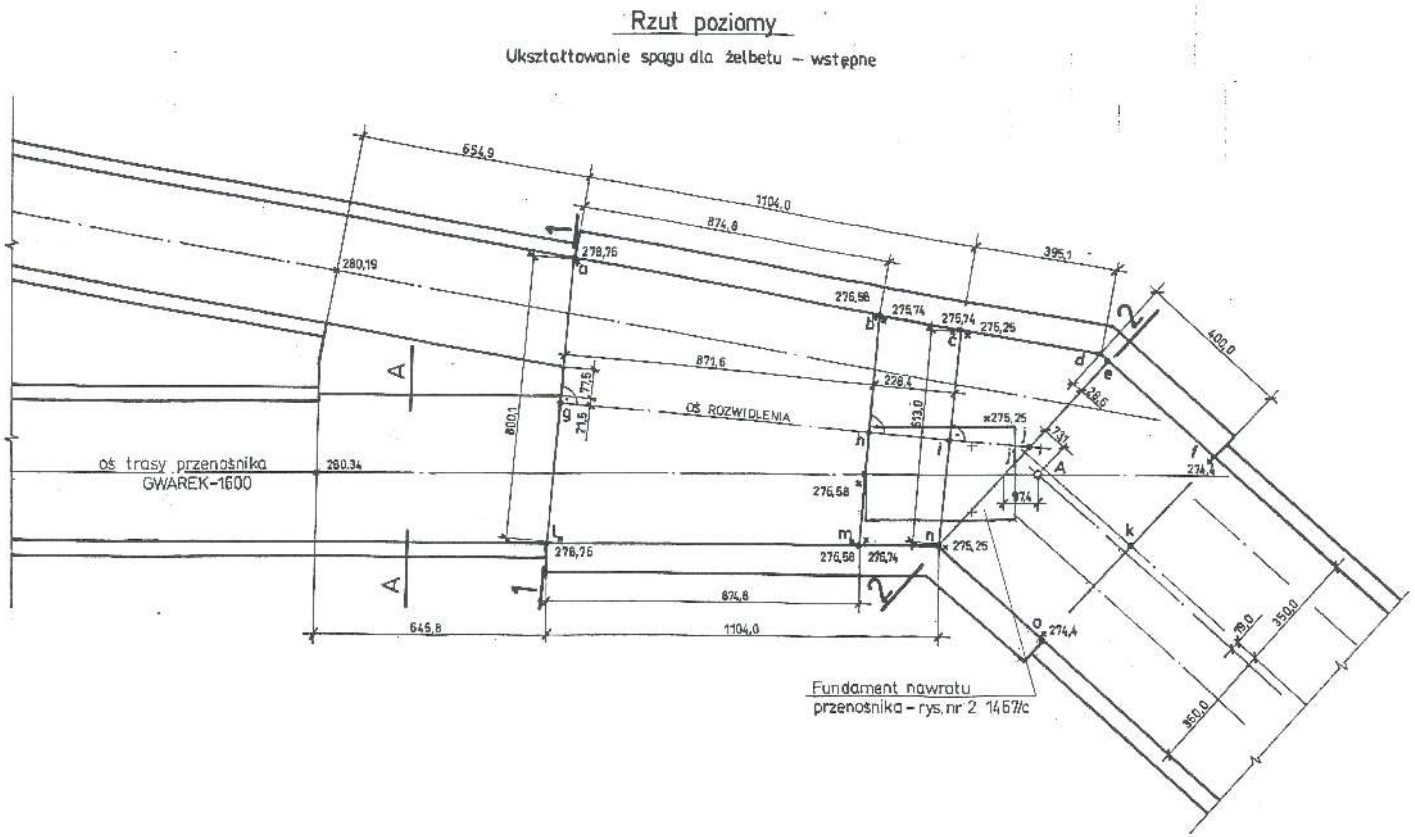
Miejsce rozpoczęcia robót budowlanych – portali wlotowych do Upadowej odstawczo - transportowej



Wykop pod część budowlaną Upadowej odstawczo-transportowej



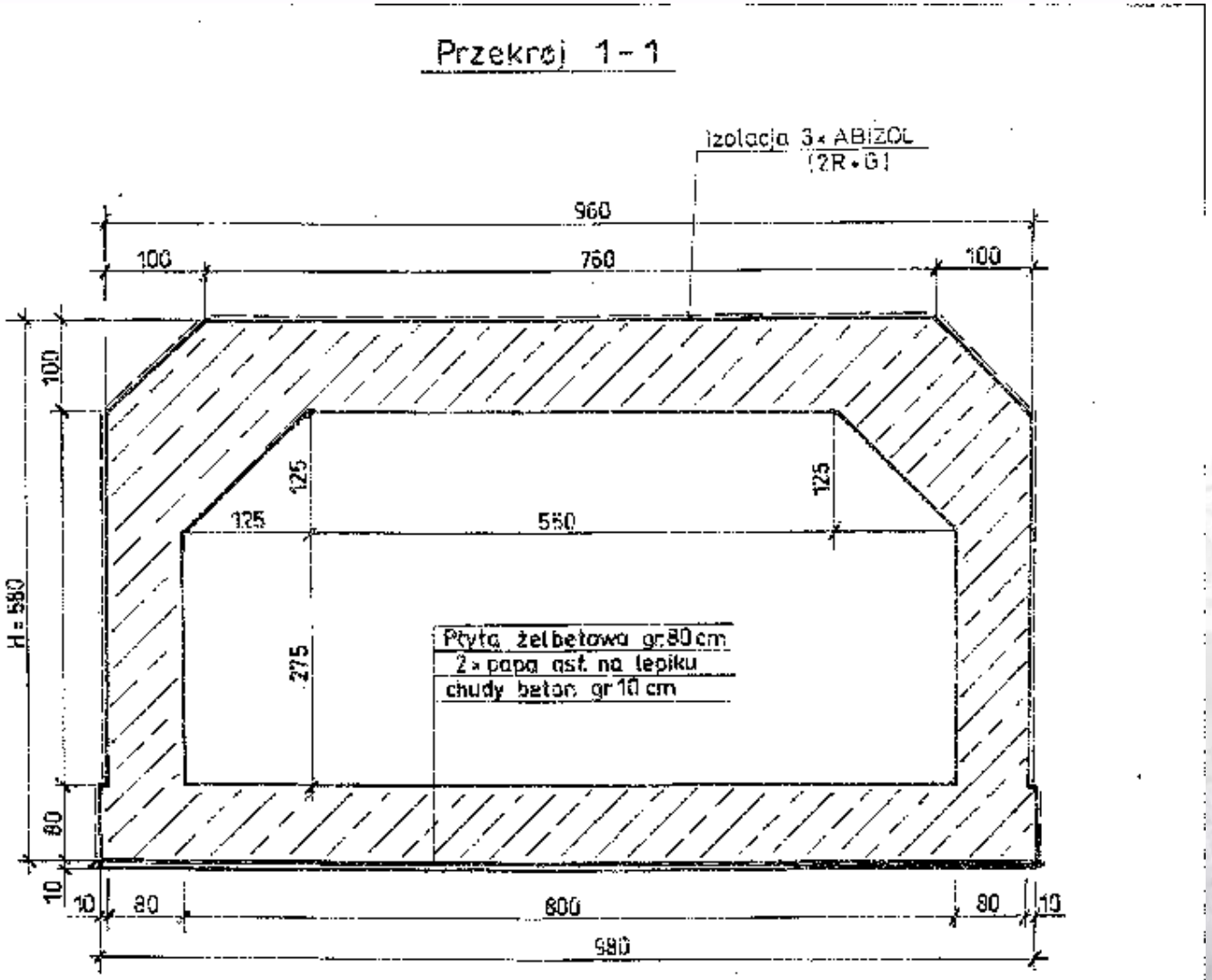
Geometria skrzyżowania portali wlotowych z Upadową odstawczo-transportową



Przygotowanie do deskowania portali wlotowych od strony powierzchni



Przekrój przez skrzyżowanie portali wlotowych z Upadową odstawczo - transportową



Przygotowanie do deskowania portali wlotowych (widok od strony Upadowej odstawczo – transportowej)



Deskowanie portali wlotowych
(widok od strony Upadowej odstawczo – transportowej)



Deskowanie i zbrojenie portali wlotowych Upadowej odstawczo – transportowej (widok z powierzchni)



Portale wlotowe do Upadowej odstawczo – transportowej (Portal transportowy, Portal odstawczy)



Miejsce rozpoczęcia robót górniczych w Upadowej odstawczo - transportowej



Roboty górnicze prowadzone w warstwach nadkładu (czwartorzęd) w Upadowej odstawczo - transportowej



Przesuwne deskowanie dla wykonania ostatecznej obudowy żelbetowej Upadowej odstawczo - transportowej



Zbrojenie obudowy żelbetowej Upadowej odstawczo - transportowej



Widok skrzyżowania żelbetowego po upadzie



Widok skrzyżowania żelbetowego po wzniosie



Skrzyżowanie w upadowej odstawczo-transportowej w części przypowierzchniowej wykonano w oparciu o projekt budowlany, które wymagało wykonania wykopu o głębokości 12,3m. Portal odstawczy (szerokość 3,1m, wysokość 3,5m) i transportowy (szerokość 4m, wysokość 3,7m) pozwalają na rozdzielenie odstawy urobku, która jest skierowana bezpośrednio na Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla, od transportu kolejką KSZS, która jest wyprowadzona na powierzchnię. Dodatkowo wielkogabarytowa komora zlokalizowana bezpośrednio za ww. skrzyżowaniem umożliwia bezpieczny transport wzdłuż napędu przenośnika taśmowego.

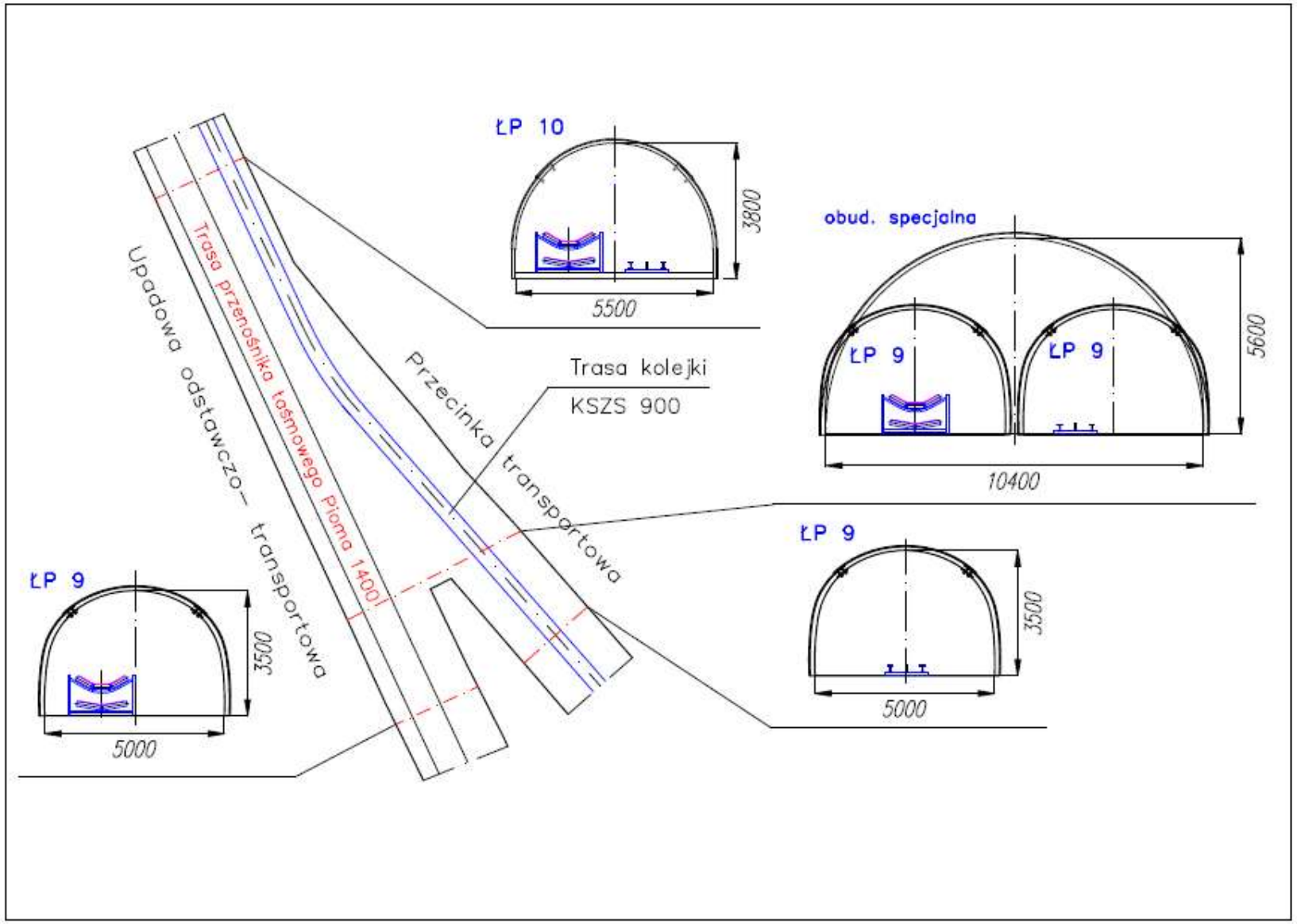
„Skrzyżowanie” nr 2

Upadowej odstawczo - transportowej z Przecinką transportową

Skrzyżowanie typu „palma”

powyżej poz.400m.

Przekroje skrzyżowania Upadowej odstawczo - transportowej z Przecinką transportową



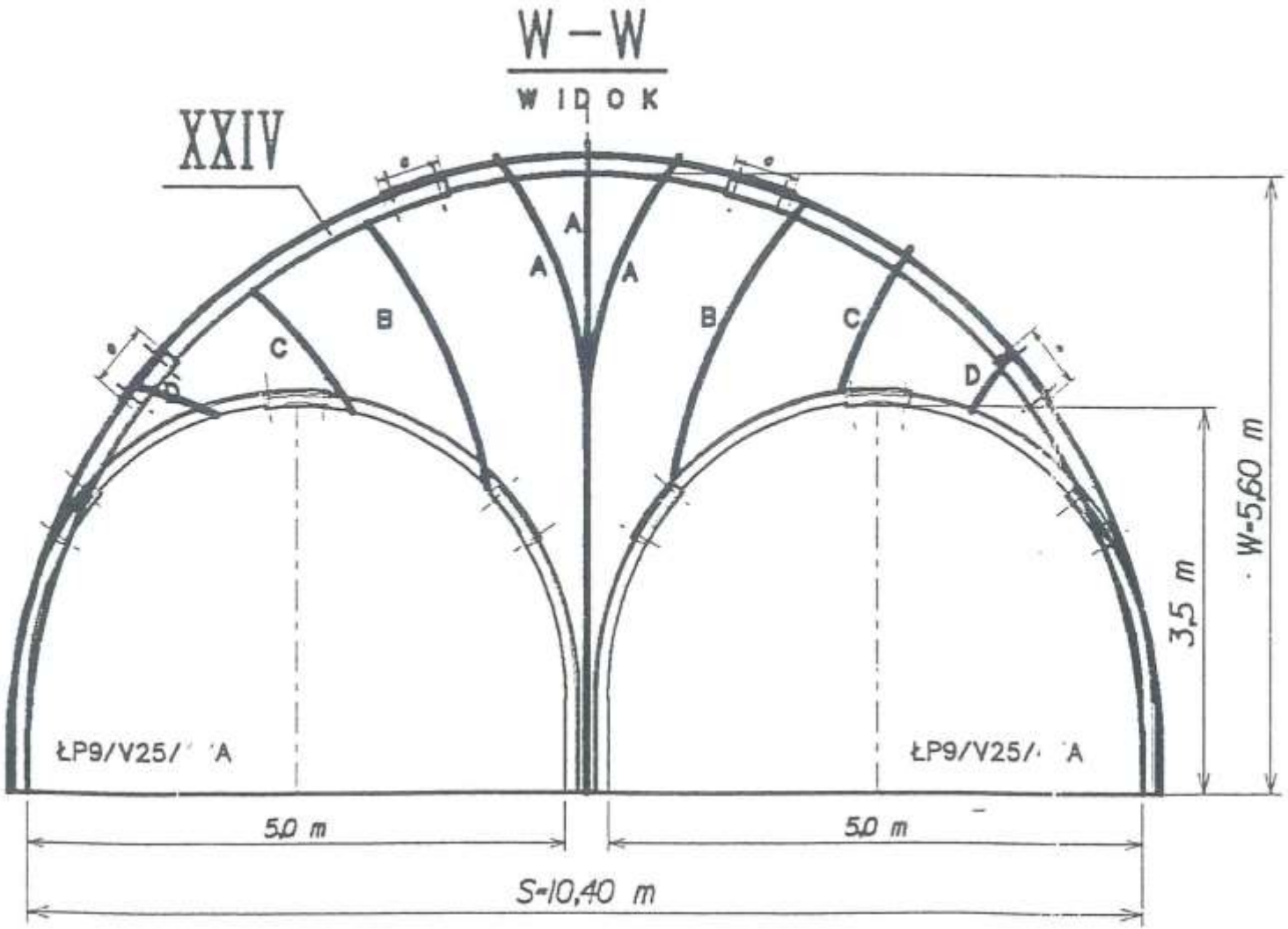
Widok skrzyżowania „palmowego” po wzniosie



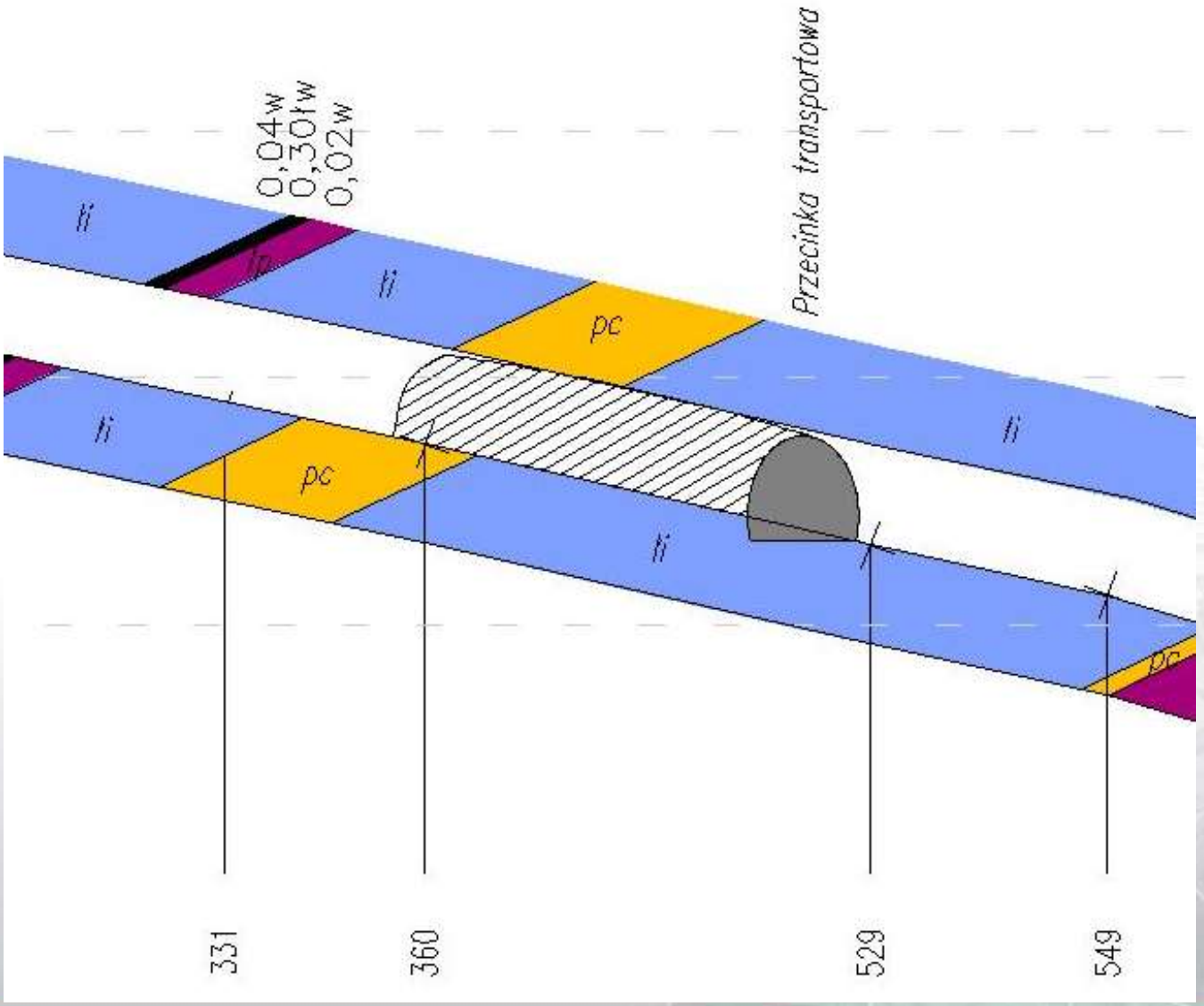
Widok skrzyżowania ‚palmowego” po upadzie



Przekrój poprzeczny przez „palmę”



Przekrój geologiczny przez skrzyżowanie palmowe

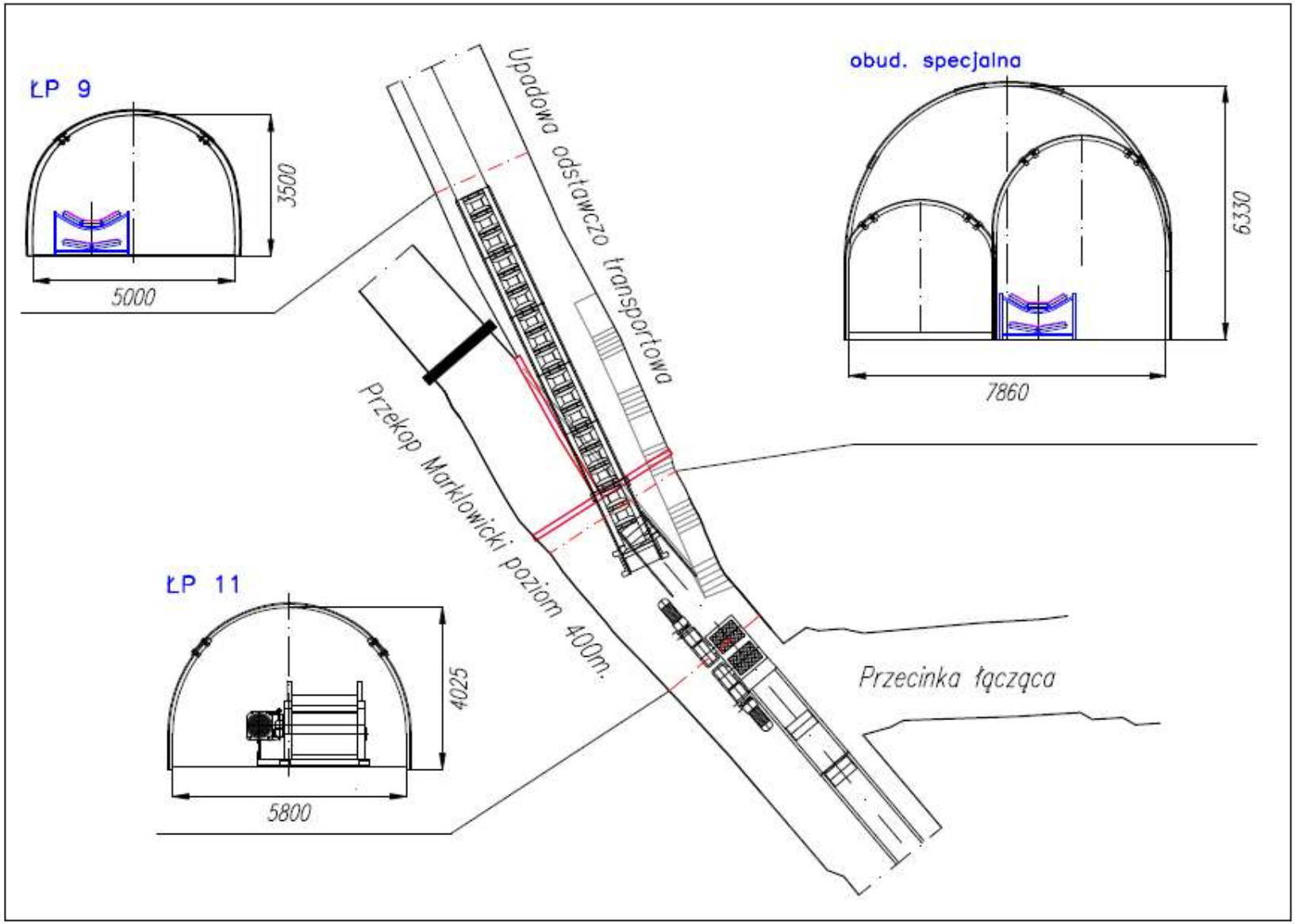


Skrzyżowanie „palmowe” powyżej poziomu 400m w upadowej odstawczo-transportowej umożliwia rozdzielenie transportu od odstawy urobku. Transport zostaje skierowany w kierunku głównych dróg przewozowych na poziomie 400m gdzie znajdują się stacje przeładunkowe i dalej w kierunku Przekopu odstawczo-transportowego. Skrzyżowanie wykonano na długości 18,5m a jego maksymalna szerokość wynosi 10,8m natomiast wysokość 5,8m

„Skrzyżowanie” nr 3

Skrzyżowanie typu „portal”
Upadowej odstawczo – transportowej
z Przekopem marklowickim poz.400m.

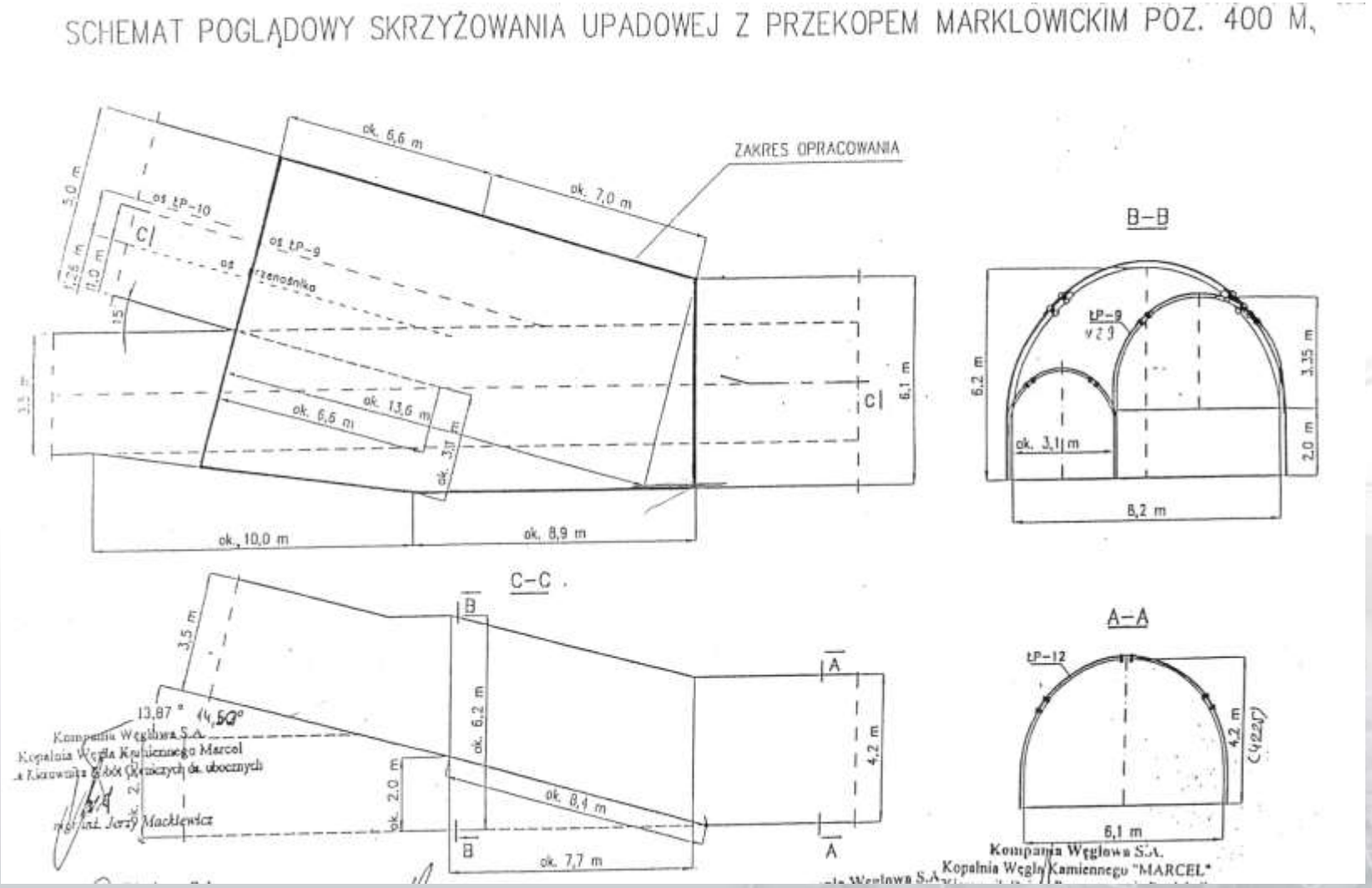
Przekroje skrzyżowania Upadowej odstawczo – transportowej z Przekopem marklowickim poz.400m



Skrzyżowanie „portalowe” w trakcie budowy



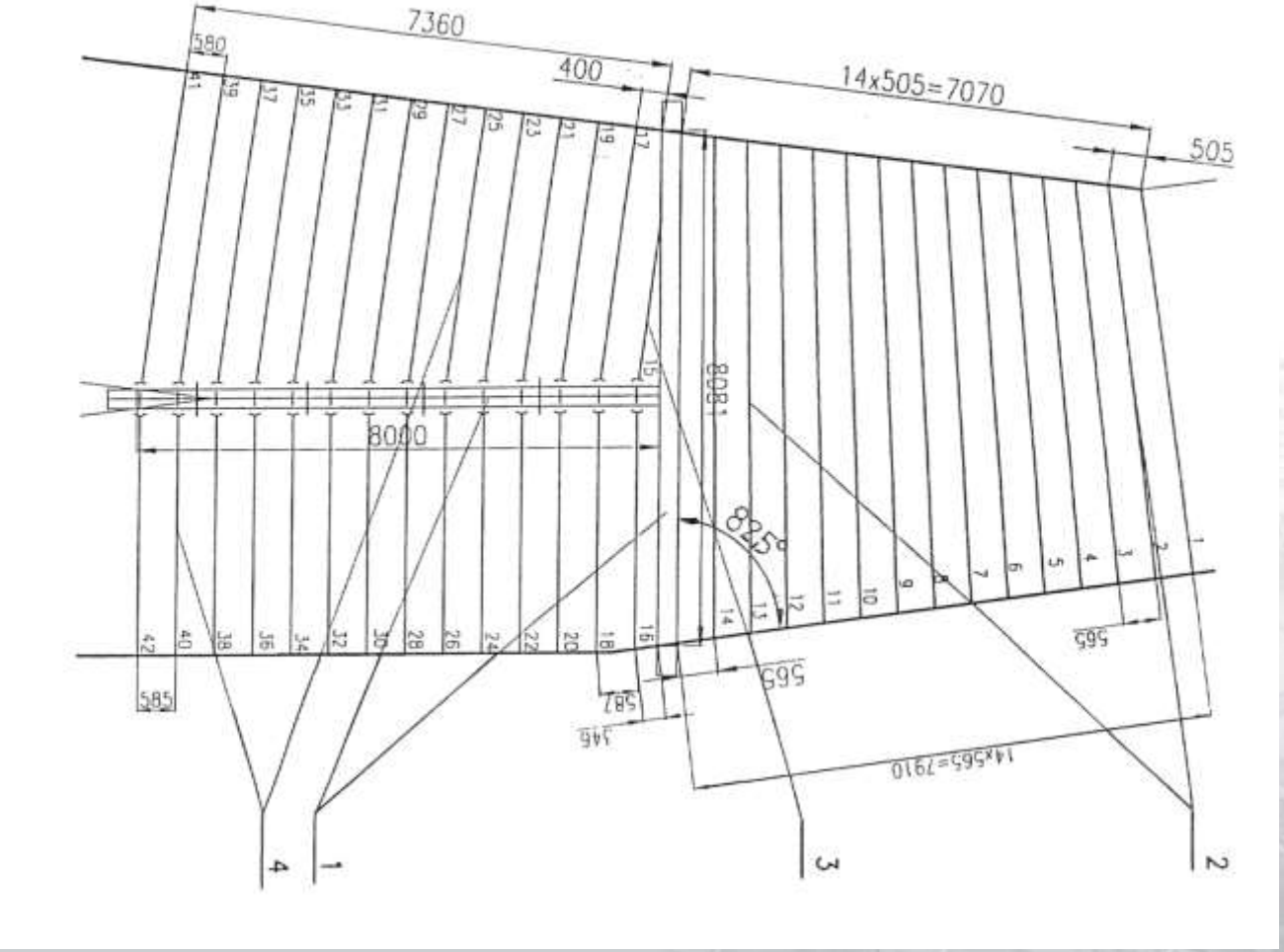
Przekroje skrzyżowania „portalowego”



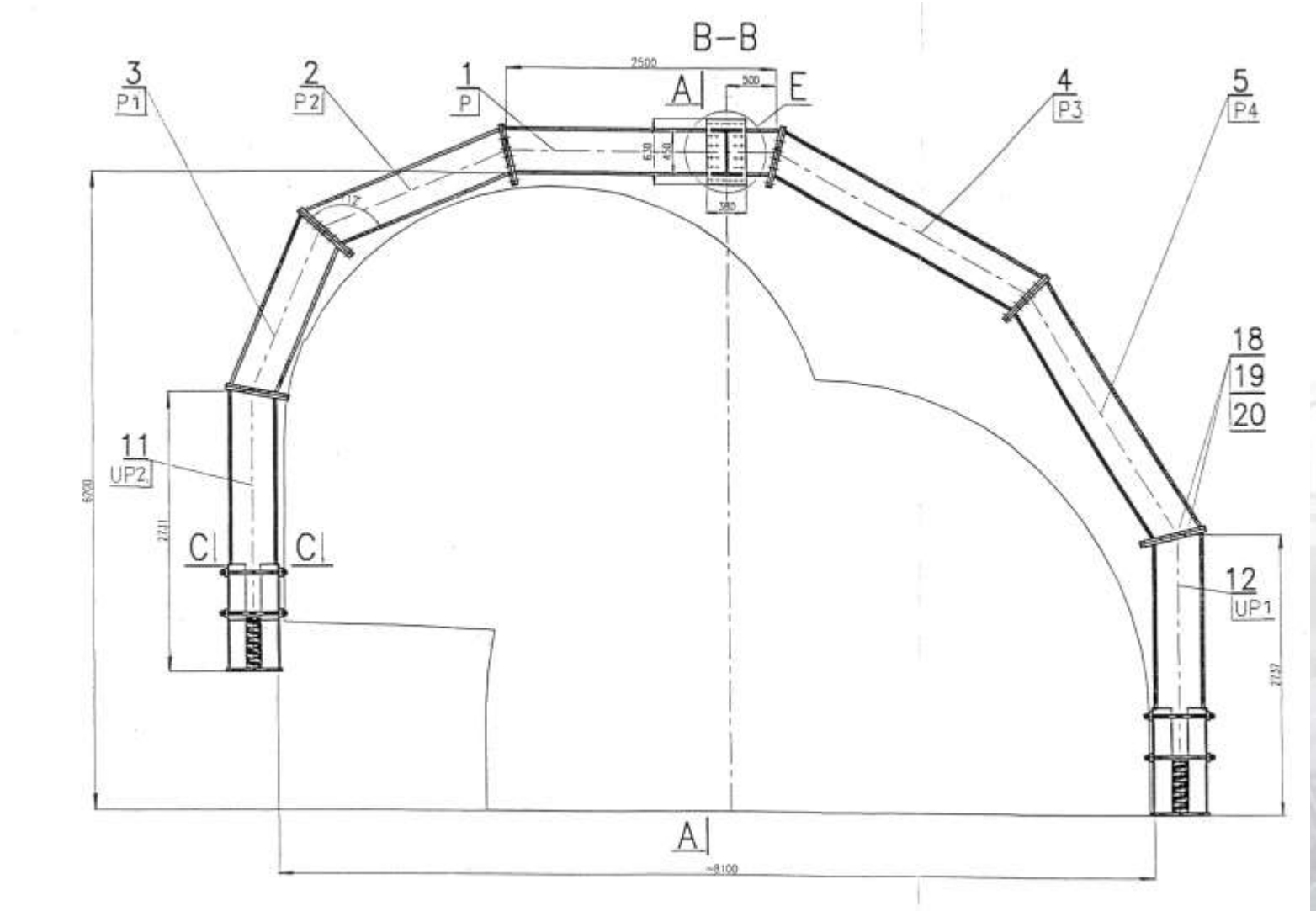
Widok skrzyżowania „portalowego” po wzniosie



Geometria skrzyżowania „portalowego”



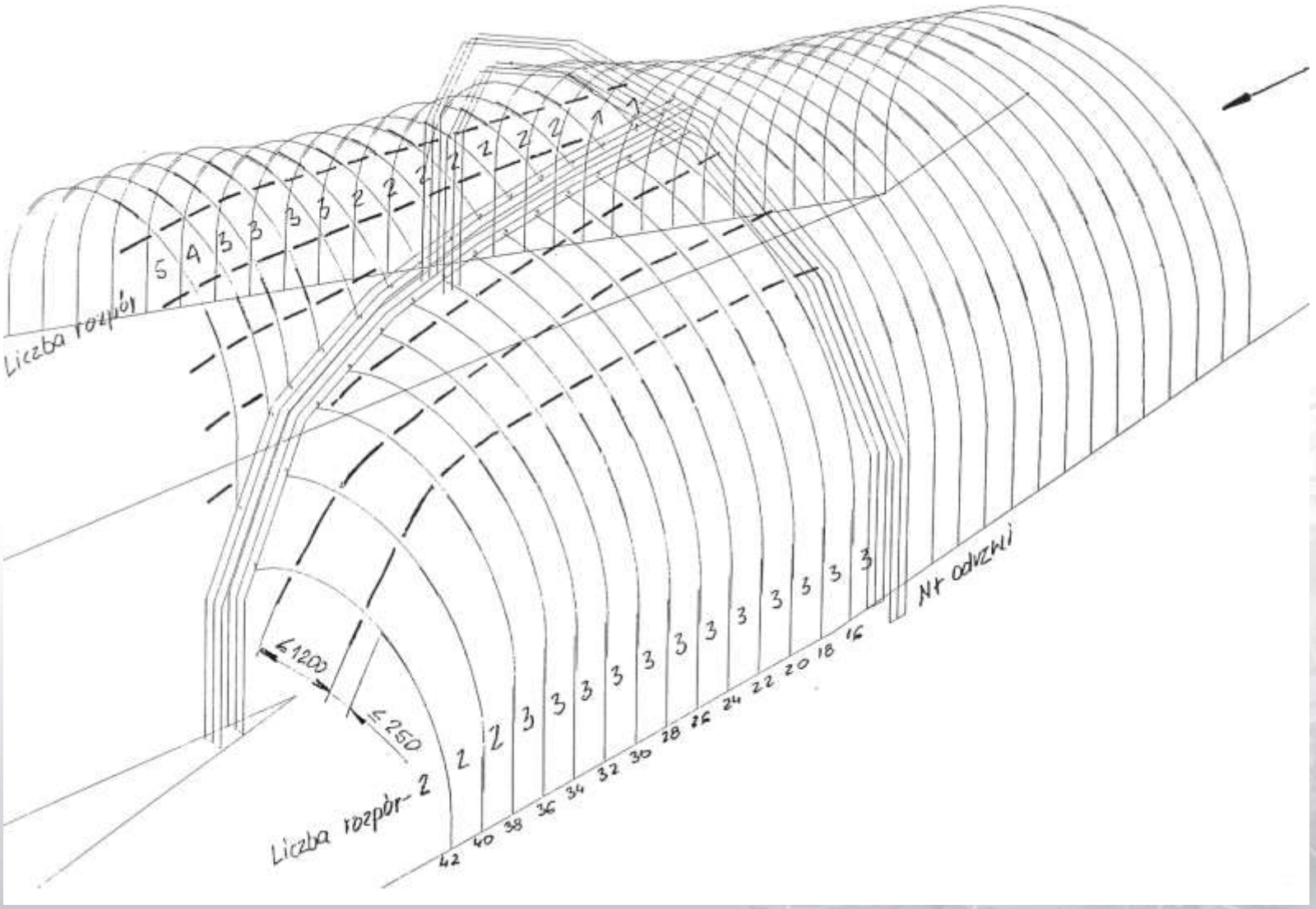
Przekrój „portalu”



Widok skrzyżowania „portalowego” po upadzie

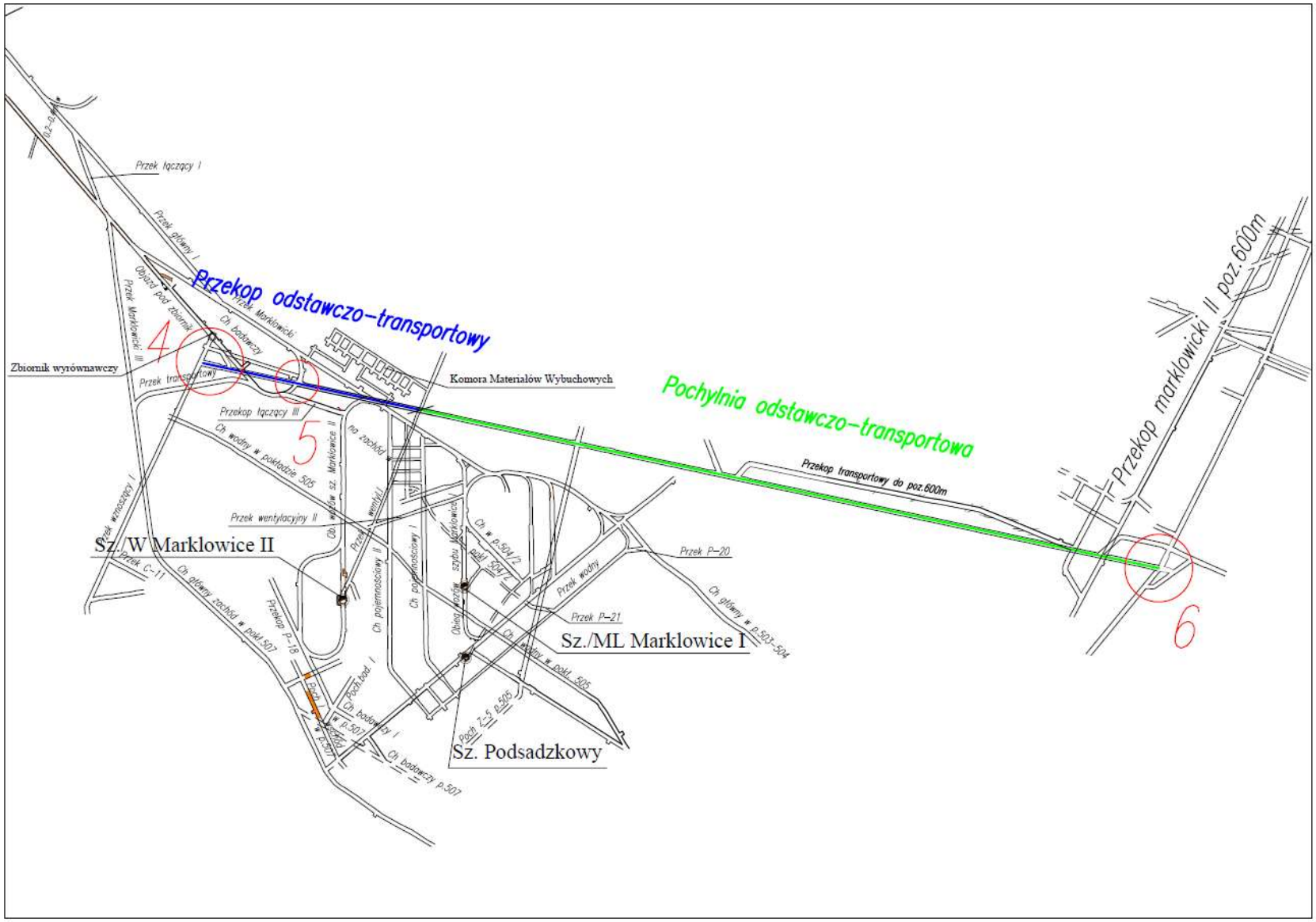


Widok 3D skrzyżowania „portalowego”

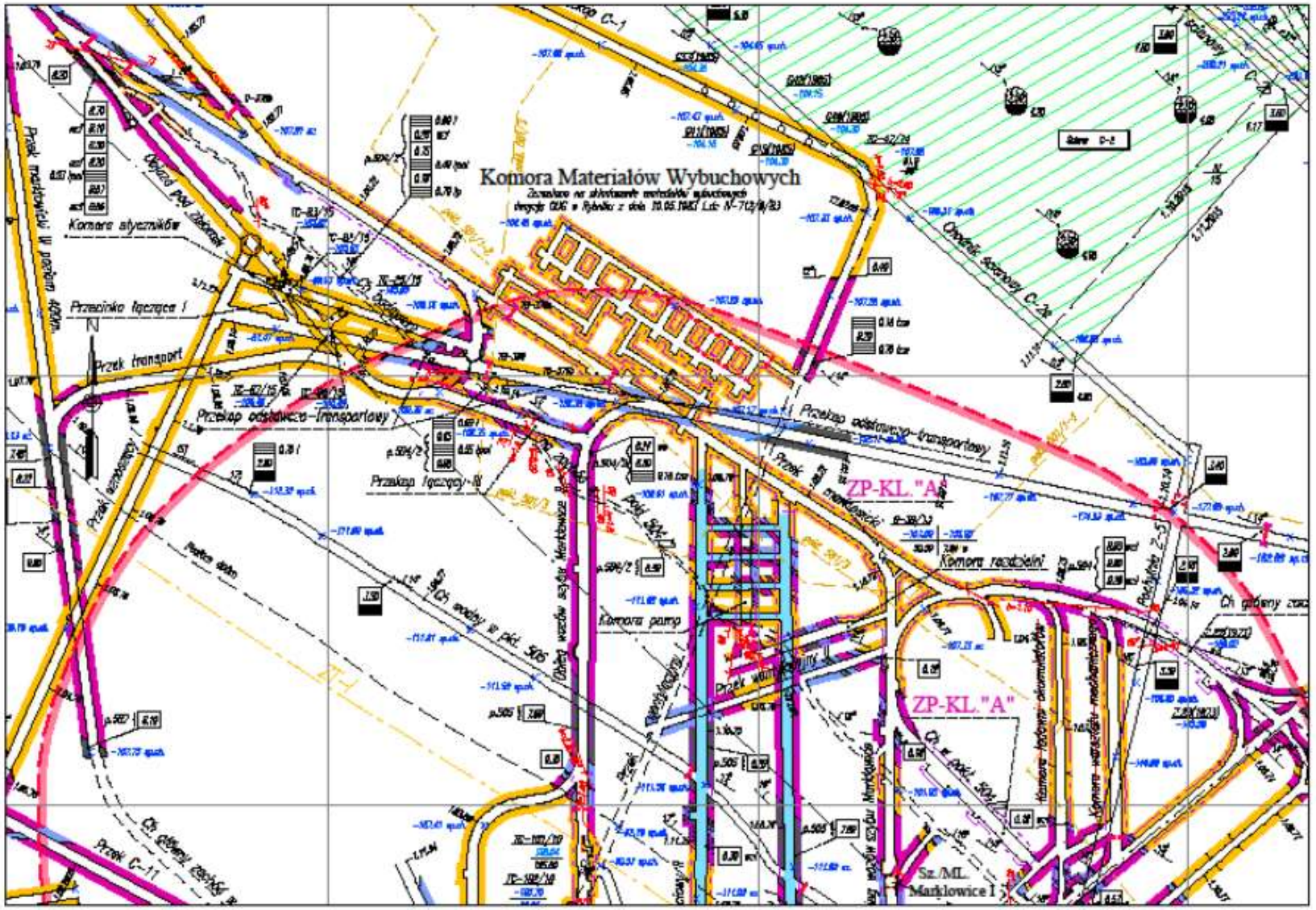


Skrzyżowanie w upadowej odstawczo-transportowej na poziomie 400m (typu „portalowego”) połączyło poziome wyrobisko z upadową, której nachylenie wynosi 12 stopni. Portal wykonano na długości 13,6m, przy maksymalnej wysokości 6,2m, szerokości 8,1m i dwumetrowej różnicy posadowienia stóp portalu. Gabaryty tego skrzyżowania pozwoliły na zabudowę stacji zwrotnej przenośnika taśmowego o szerokości taśmy 1400mm, a także napędu kolejnego przenośnika taśmowego. Dodatkowo w trakcie zabudowy skrzyżowania utrzymywana była odstawa urobku taborem kołowym na poz. 400 pomiędzy częścią marklowicką a częścią macierzystą kopalni.

II etap drążenia :
Dwa skrzyżowania wraz z komorą napędu przenośnika taśmowego w Przekopie odstawczo-transportowym oraz skrzyżowanie w Pochylni odstawczo-transportowej.



Mapa rejonu Przekopu odstawczo - transportowego



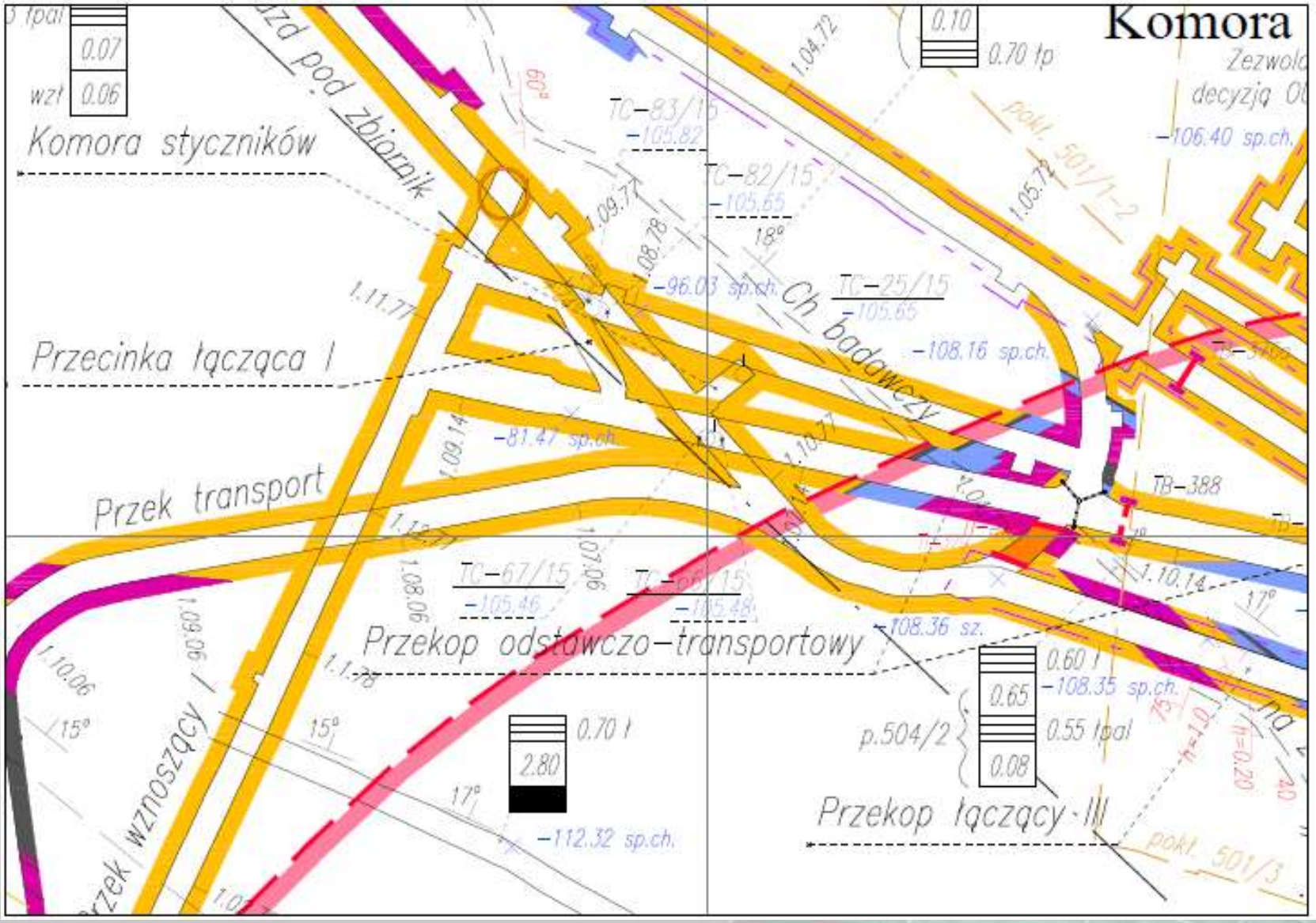
„Skrzyżowanie” nr 4

Skrzyżowanie Przekopu odstawczo-transportowego

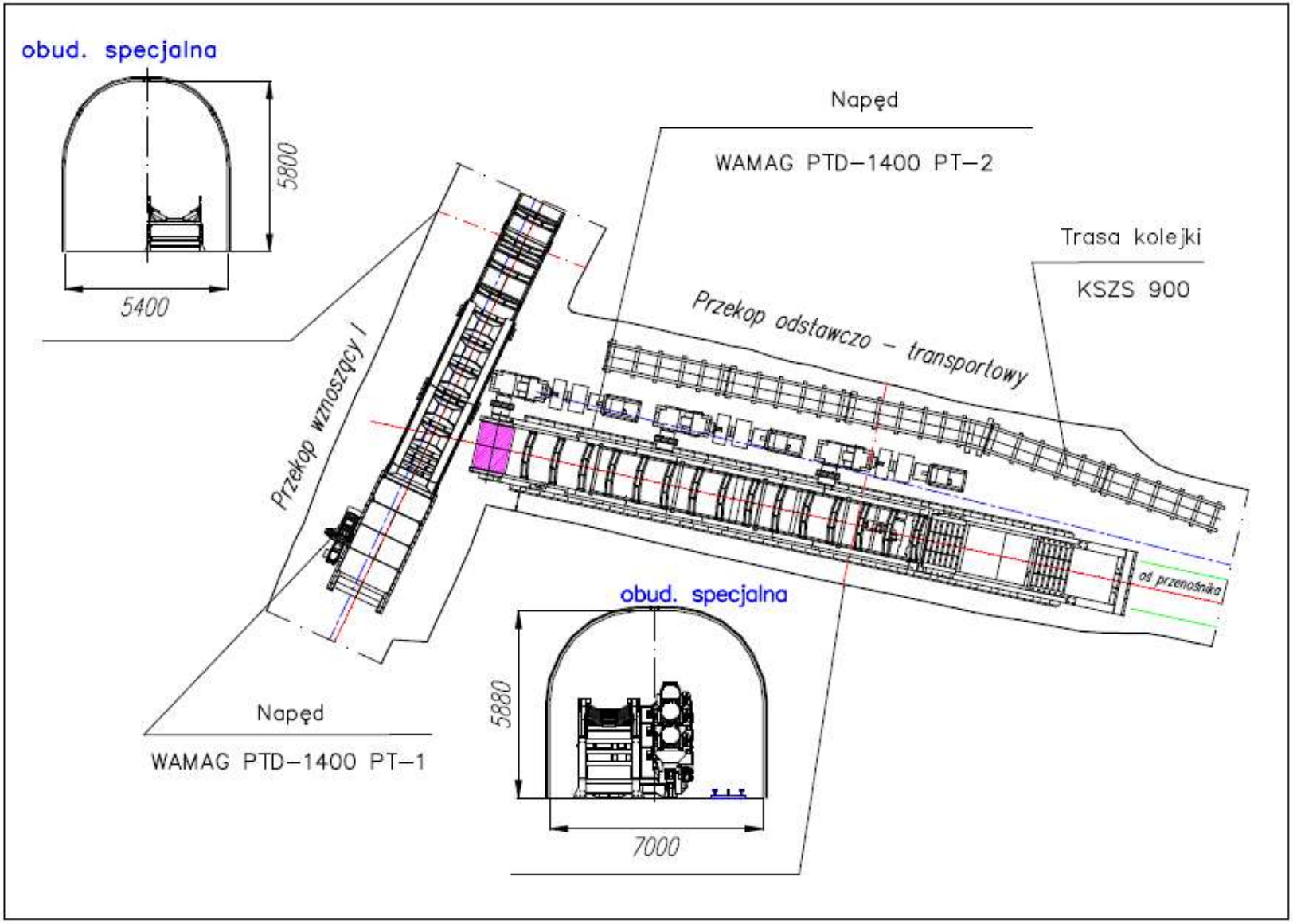
z Przekopem wznoszącym I

wraz komorą napędu przenośnika PTD 1400.

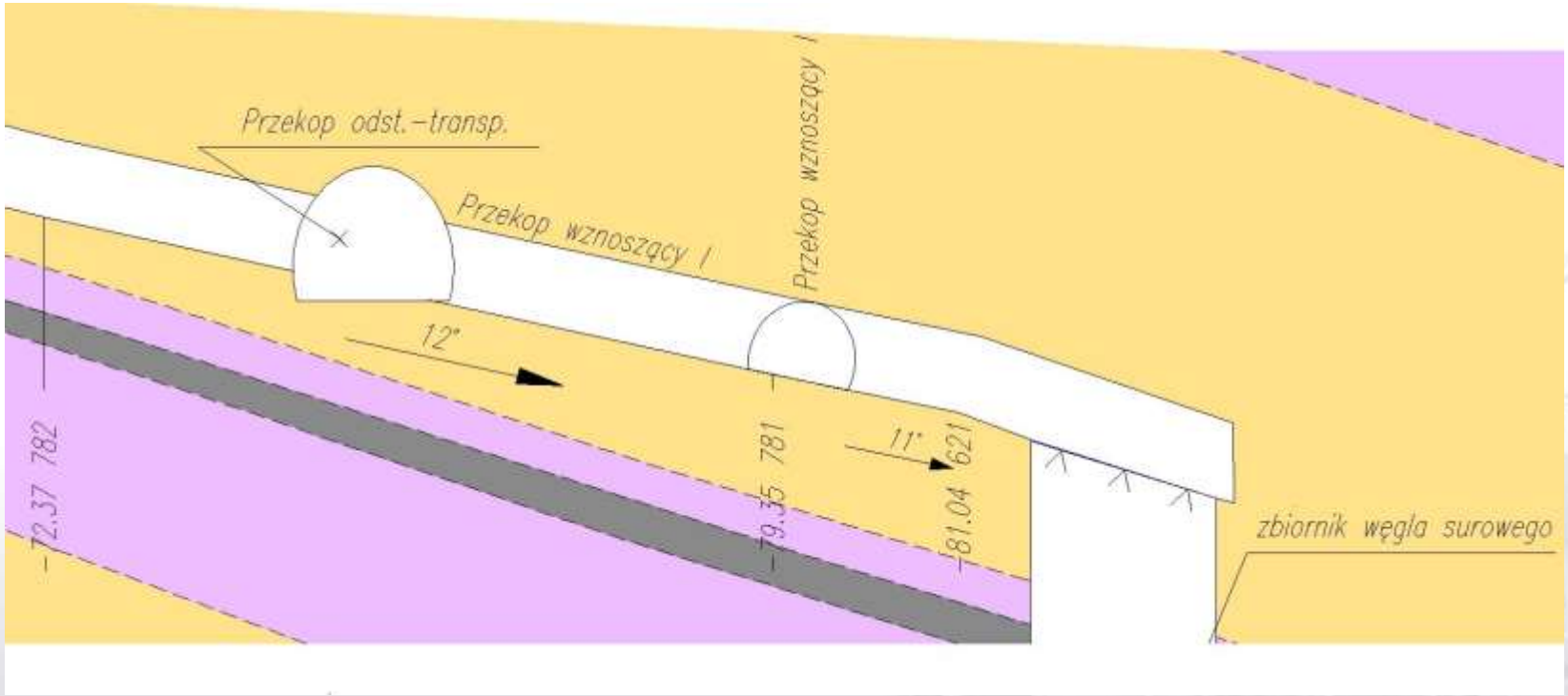
Mapa rejonu skrzyżowania Przekopu odstawczo-transportowego z Przekopem wznoszącym I wraz komorą napędu przenośnika PTD 1400



Przekroje skrzyżowania Przekopu wznoszącego I z Przekopem odstawczo - transportowym



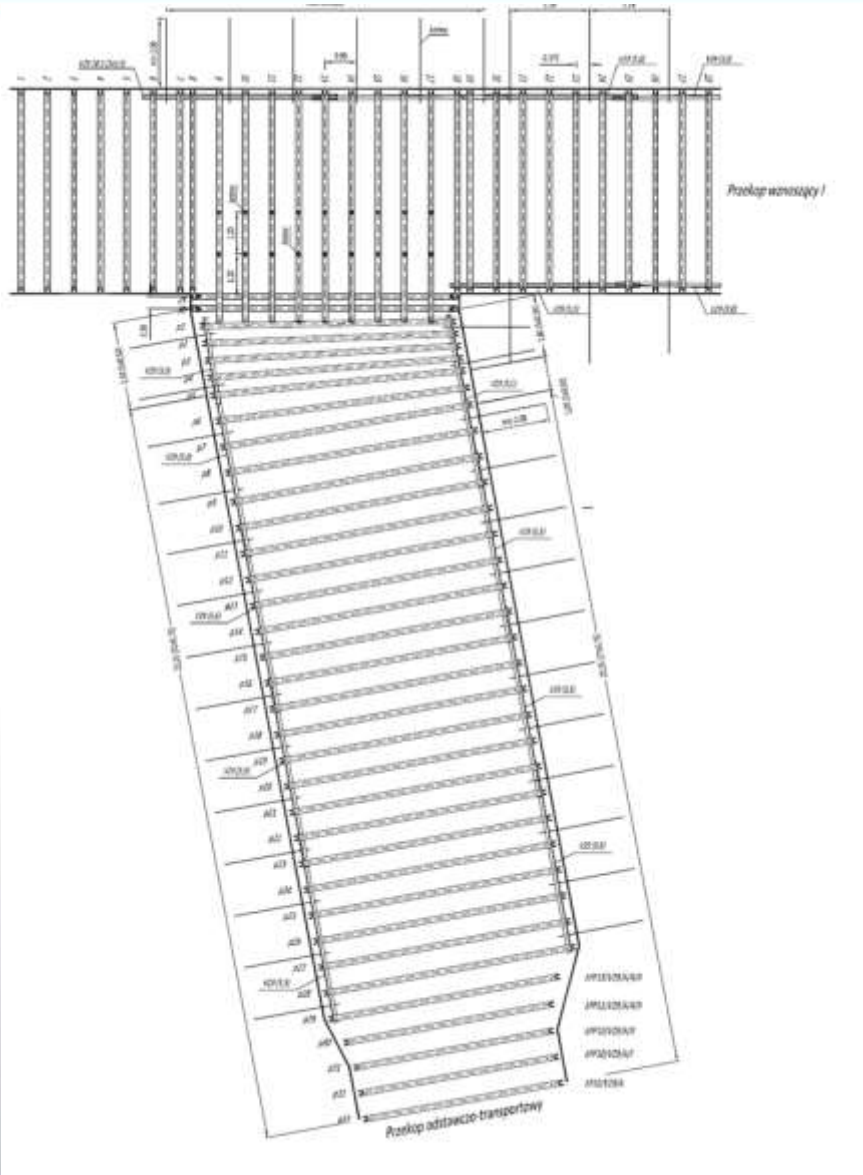
Przekrój geologiczny przez Przekop wznoszący I i zbiornik węgla



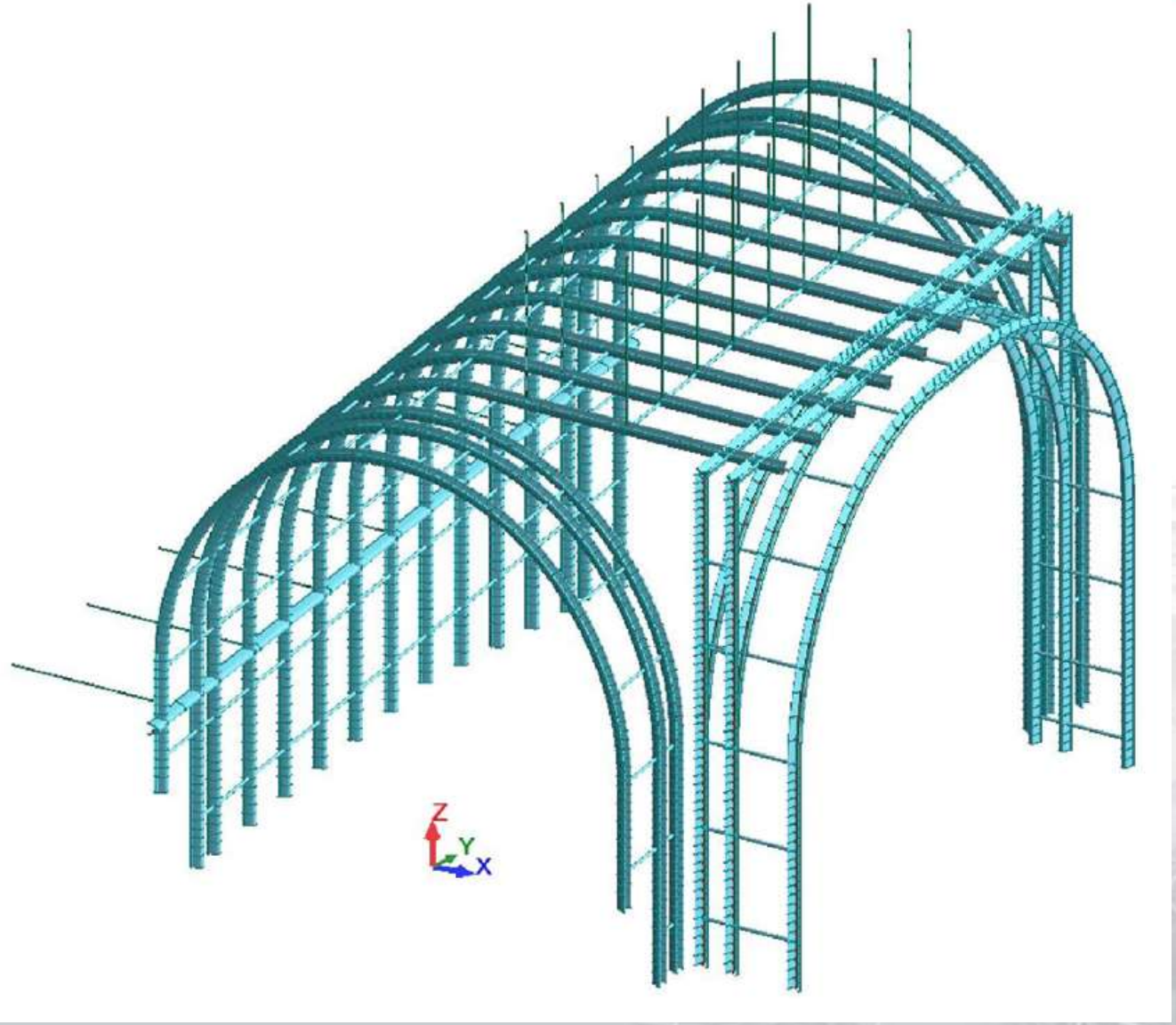
Widok komory przenośnika po wzniosie w Przekopie odstawczo-transportowym



Geometria skrzyżowania Przekopu wznoszącego I z Przekopem odstawczo - transportowym



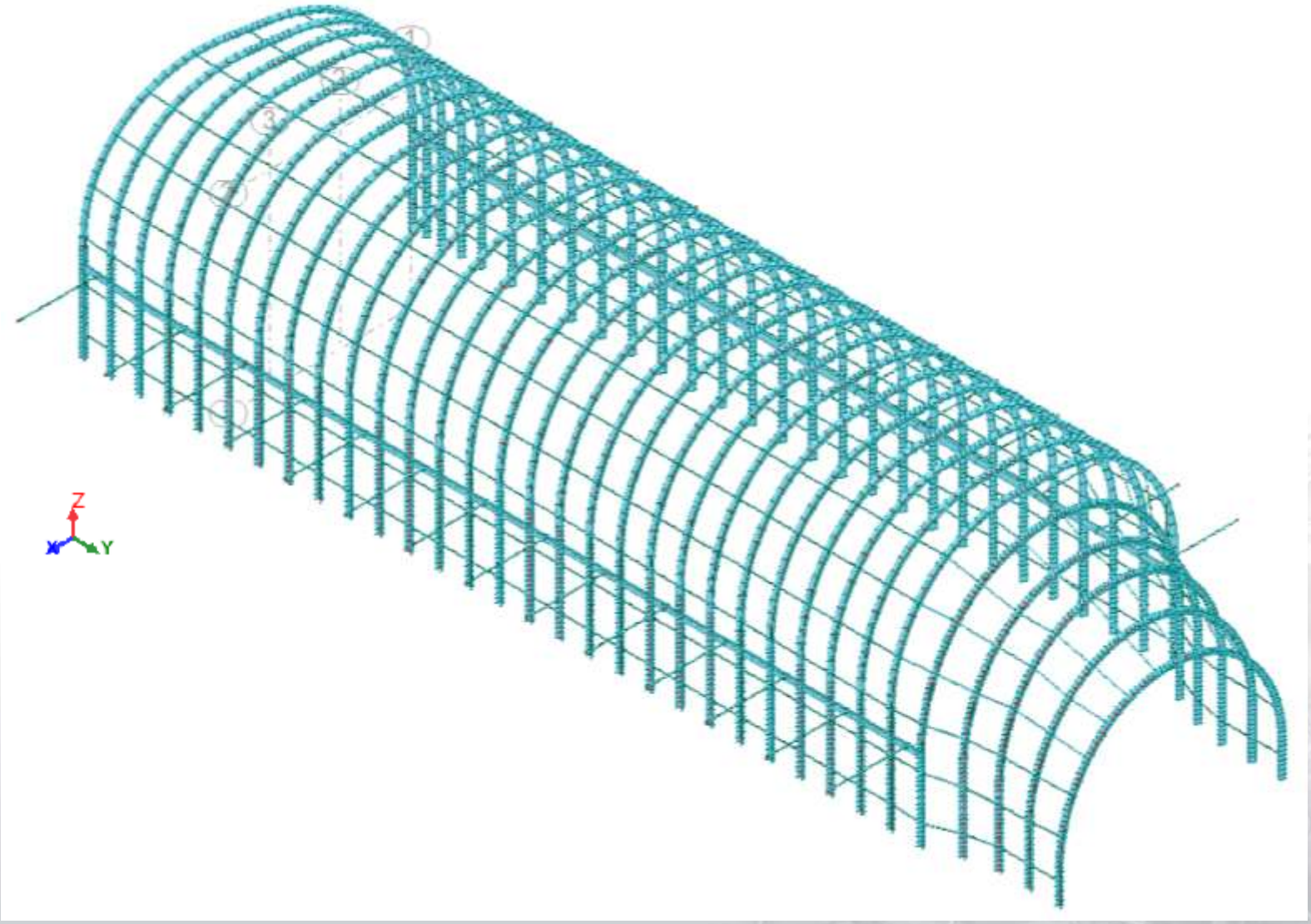
Widok 3D skrzyżowania Przekopu wznoszącego I z Przekopem odstawczo - transportowym



Widok skrzyżowania Przekopu wznoszącego I z Przekopem odstawczo - transportowym



Widok 3D komory napędu przenośnika



Widok komory przenośnika po upadzie

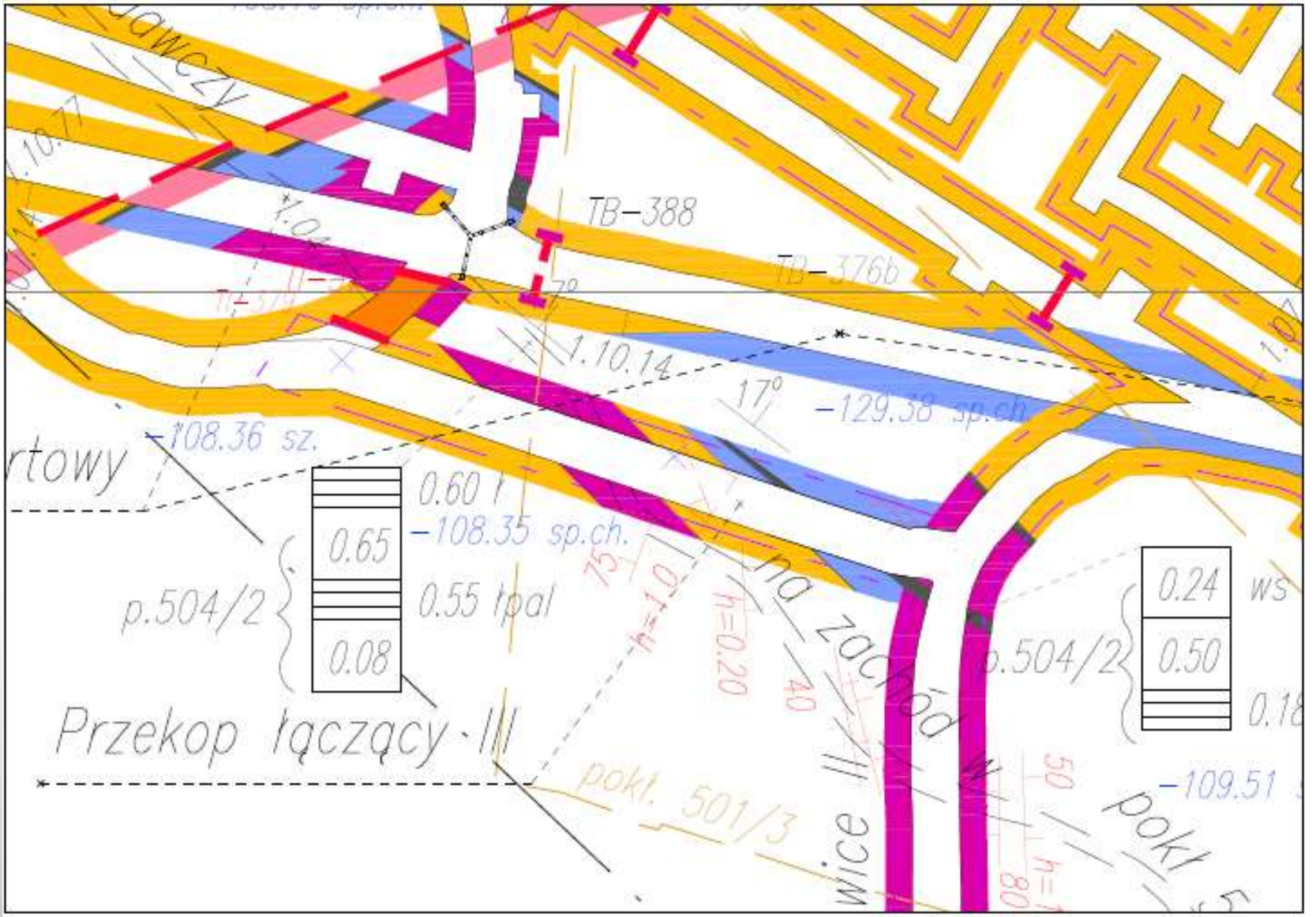


Skrzyżowanie Przekopu odstawczo-transportowego z Przekopem wznoszącym I wraz komorą napędu przenośnika taśmowego, która posiada wysokość 5,67m i szerokość 7m. Przyjęte rozwiązanie umożliwiło zabudowę przenośnika taśmowego o szerokości 1400mm oraz trasy kolejki KSZS służącej do transportu doraźnego elementów przenośników taśmowych.

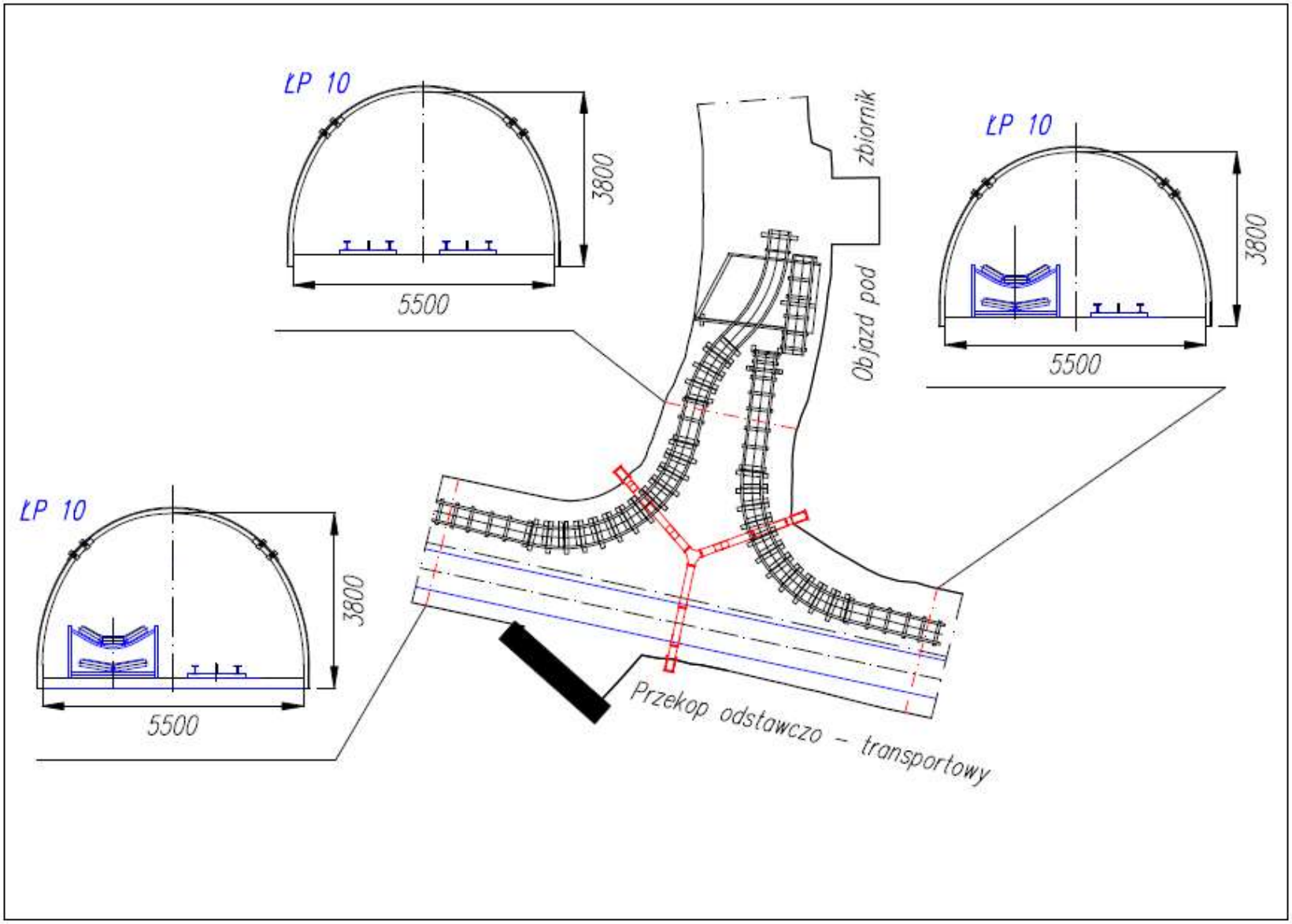
„Skrzyżowanie” nr 5

Skrzyżowanie typu „portal”
objazdu pod zbiornik
z Przekopem odstawczo - transportowym

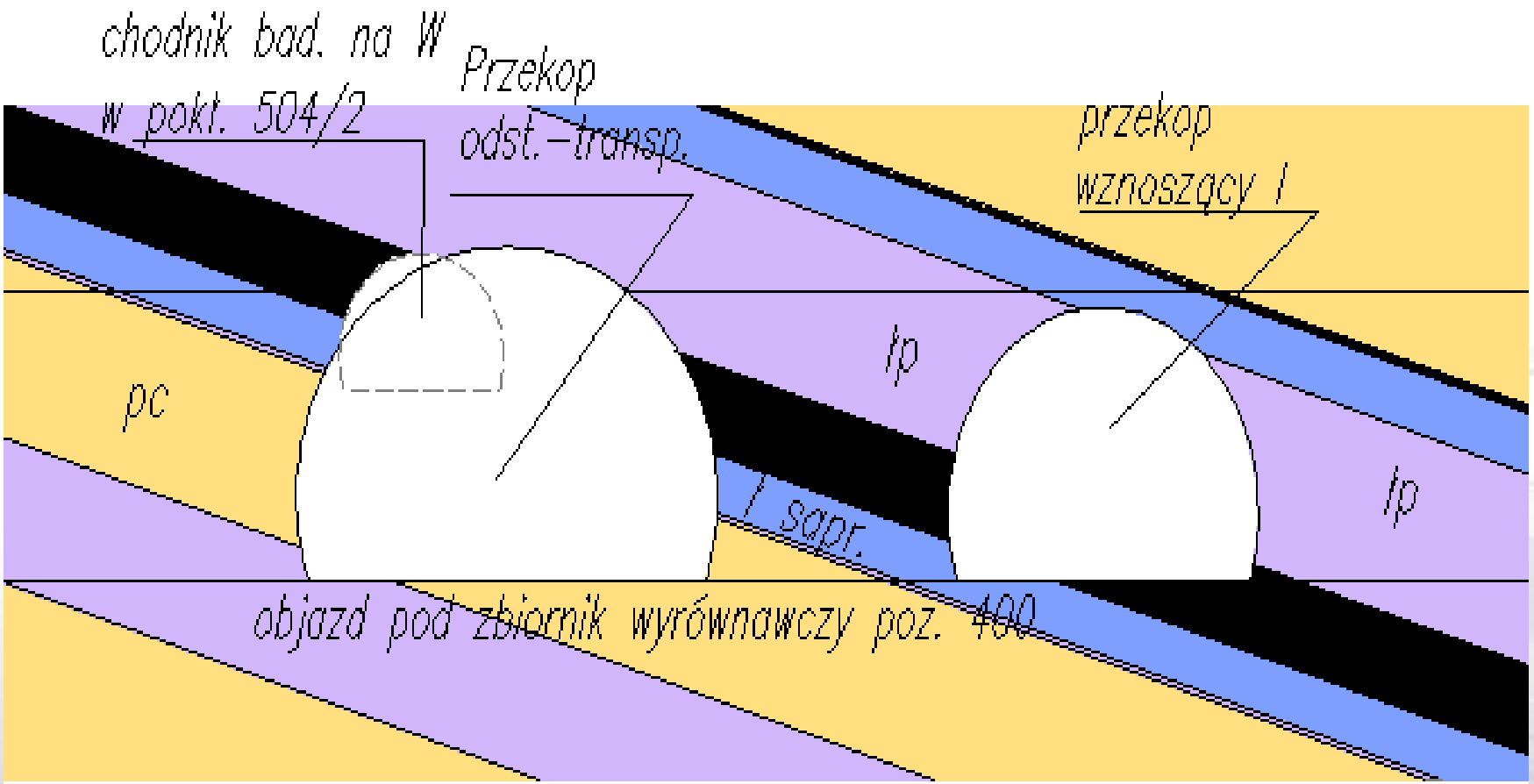
Mapa rejonu skrzyżowanie typu „portal” objazdu pod zbiornik z Przekopem odstawczo – transportowym na poz. 400



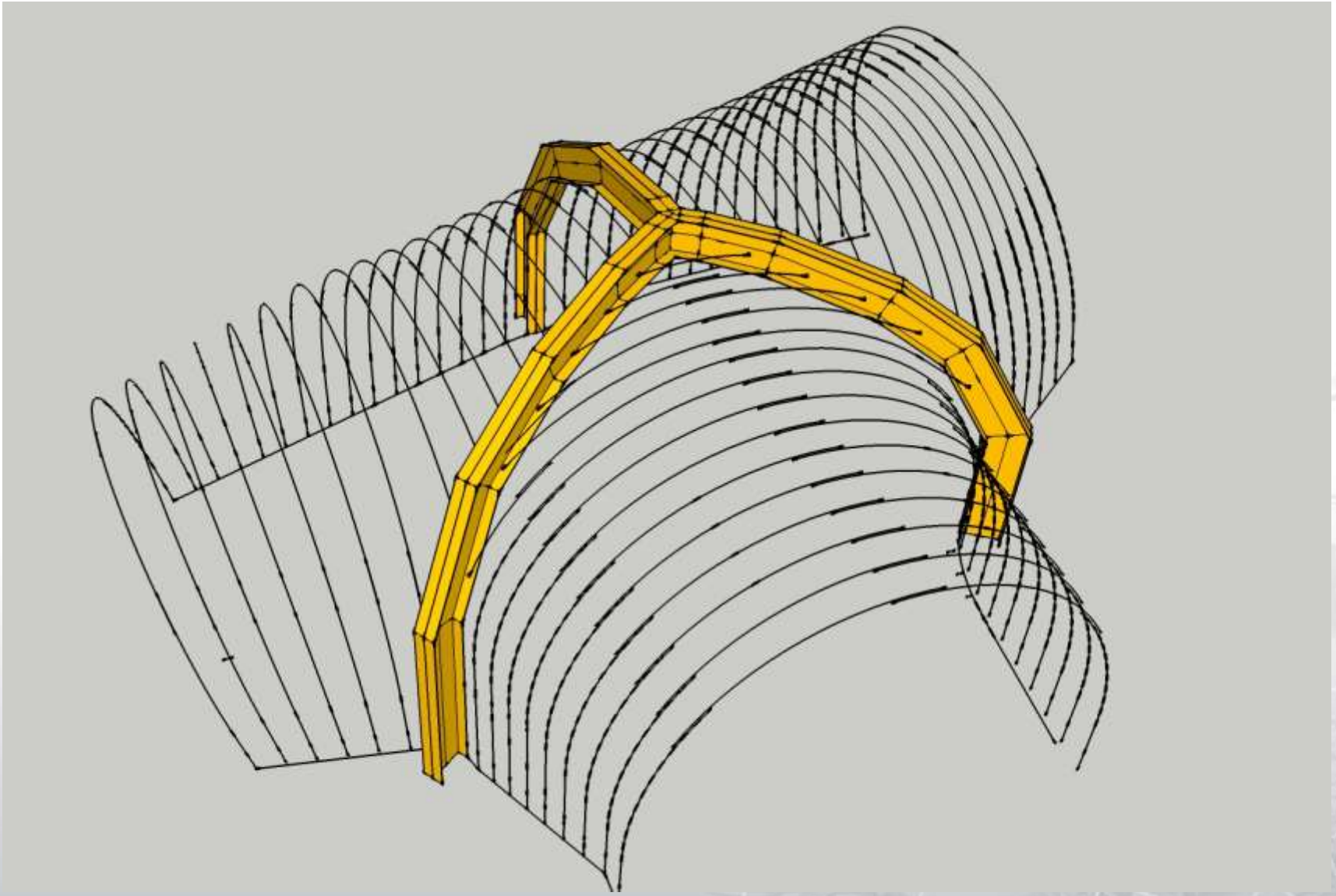
Przekroje skrzyżowania Przekopu odstawczo-transportowego z objazdem pod zbiornik na poz. 400



Przekrój geologiczny objazdu pod zbiornik poz. 400



Widok 3D skrzyżowania „portalowego” od strony Objazdu pod zbiornik



Widok obudowy skrzyżowania „portalowego” zmontowanego u wytwórcy



Widok obudowy skrzyżowania „portalowego” zmontowanego u wytwórcy



Widok skrzyżowania „portalowego” objazdu pod zbiornik poz. 400 z Przekopem odstawczo -transportowym



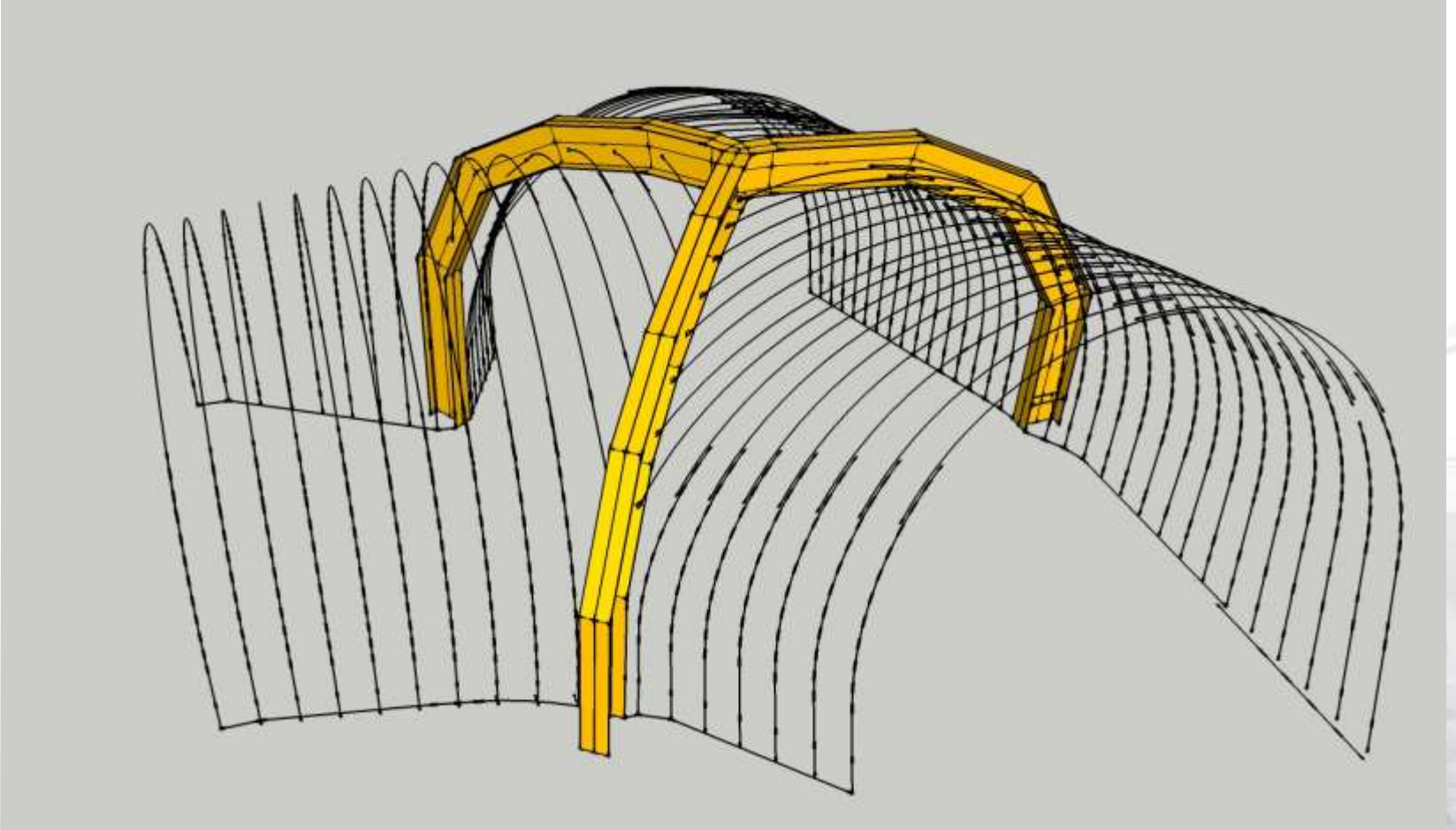
Widok skrzyżowania „portalowego” od strony objazdu pod zbiornik poz. 400



Widok połączenia elementów „portalu” poz. 400



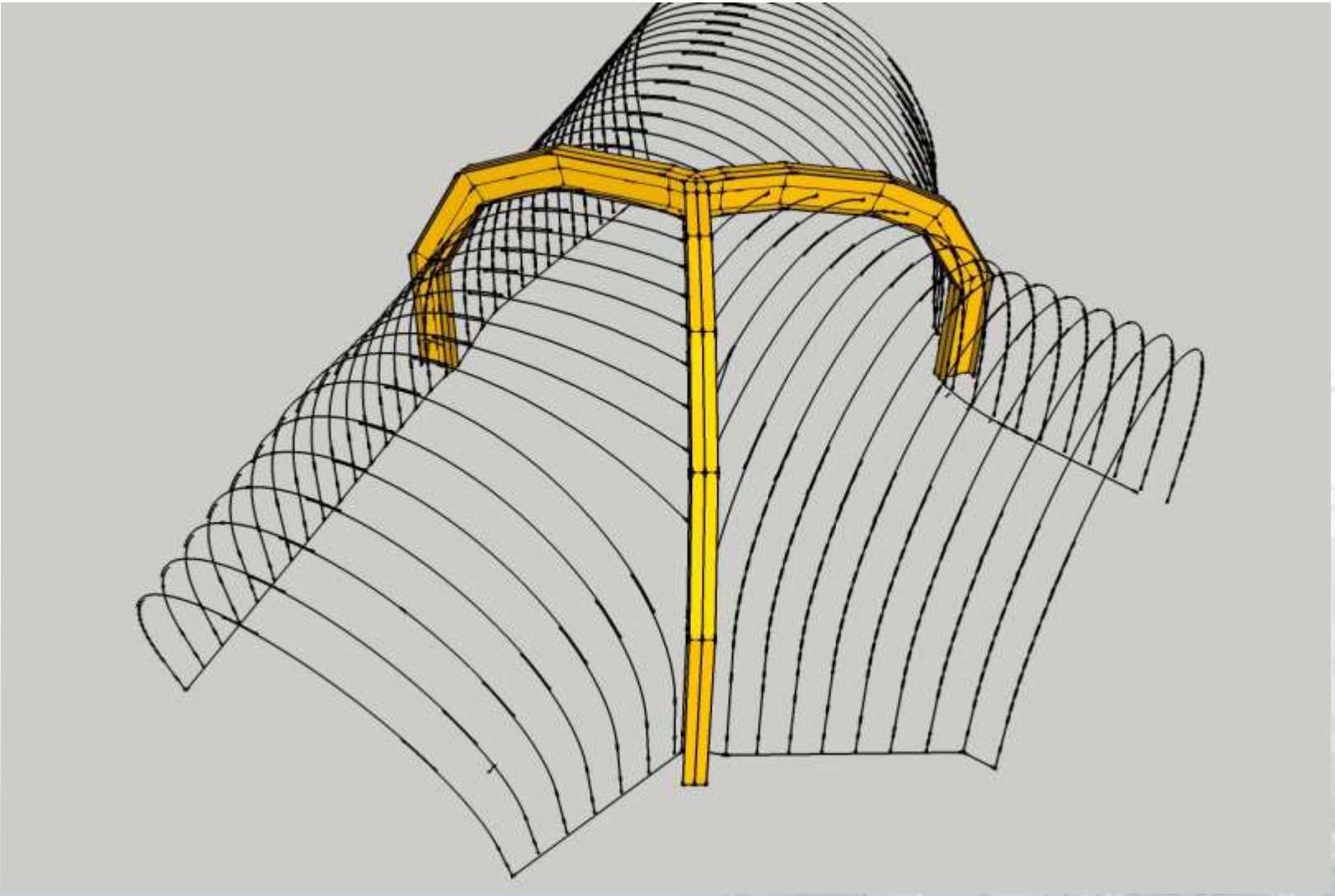
Widok 3D skrzyżowania „portalowego” po upadzie od strony Przekopu wznoszącego I



Widok skrzyżowania „portalowego” po upadzie od strony Przekopu wznoszącego I



Widok 3D skrzyżowania „portalowego” po wzniosie



Widok skrzyżowania „portalowego” po wzniosie



Skrzyżowanie objazdu pod zbiornik na poz. 400 z Przekopem odstawczo-transportowym umożliwiło prowadzenie transportu kolejką KSZS „w trzy strony” i jej wjazd do wyrobiska z odstawą 1400mm tj. zabudowę rozjazdu kolejki KSZS wraz z trasą w kierunku poziomu 600m i powyżej 400m równolegle do trasy odstawy urobku.

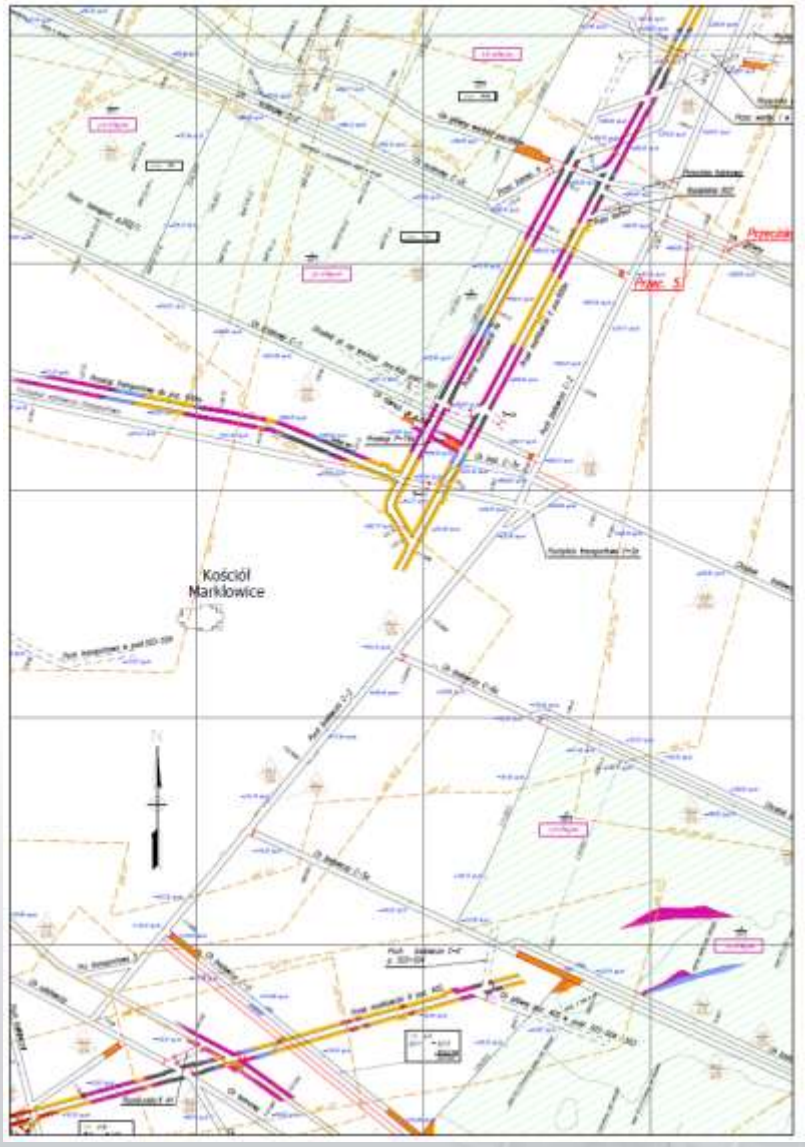
Skrzyżowanie posiada złożoną konstrukcję, na którą składają się trzy wsporniki posadowione na różnych wysokościach (różnica w posadowieniu 1,57m) i 46 odrzwi uzupełniających.

„Skrzyżowanie” nr 6

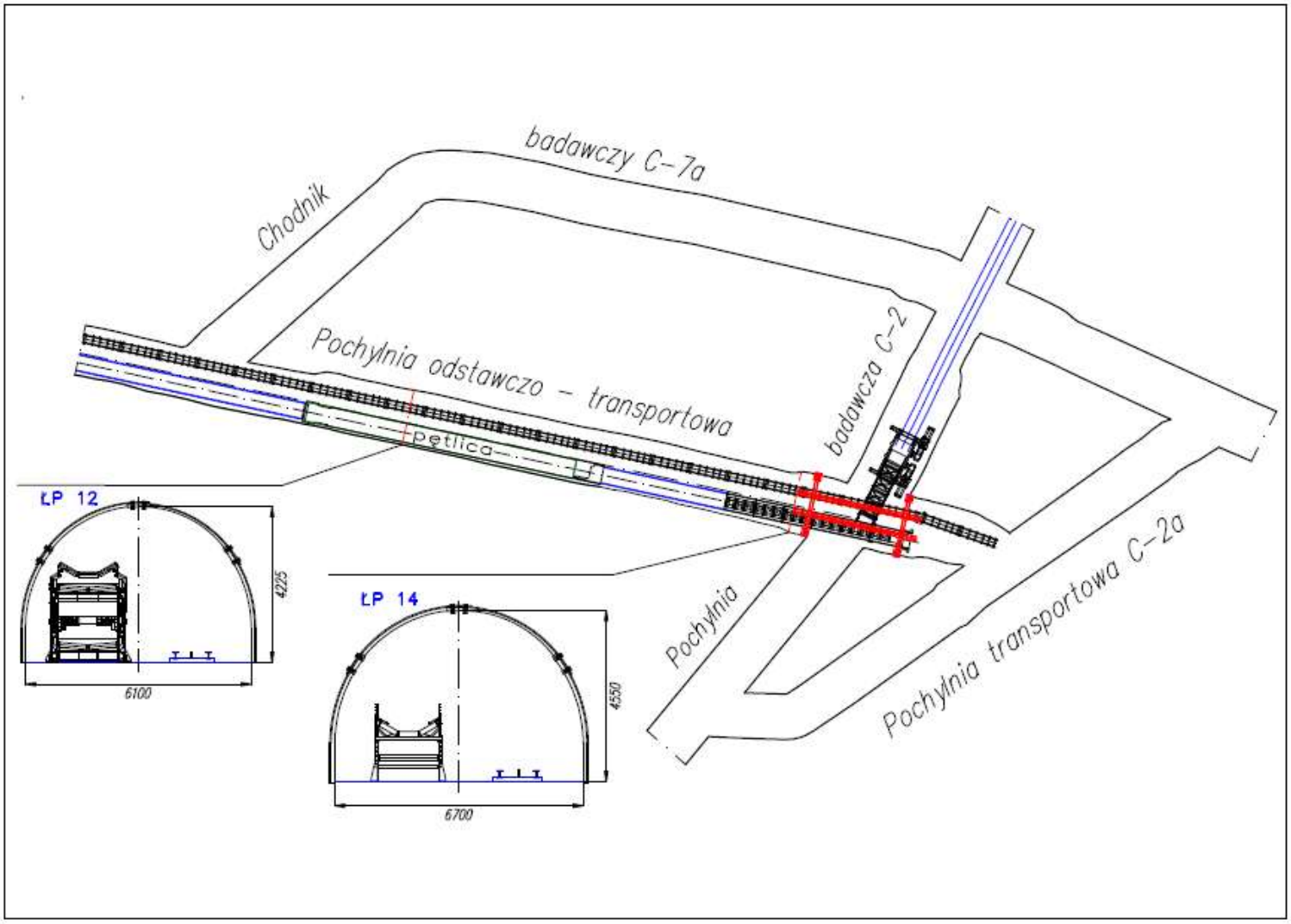
Skrzyżowanie typu „portal”

Pochylni odstawczo - transportowej z Pochylnią badawczą C-2 w pokł. 505

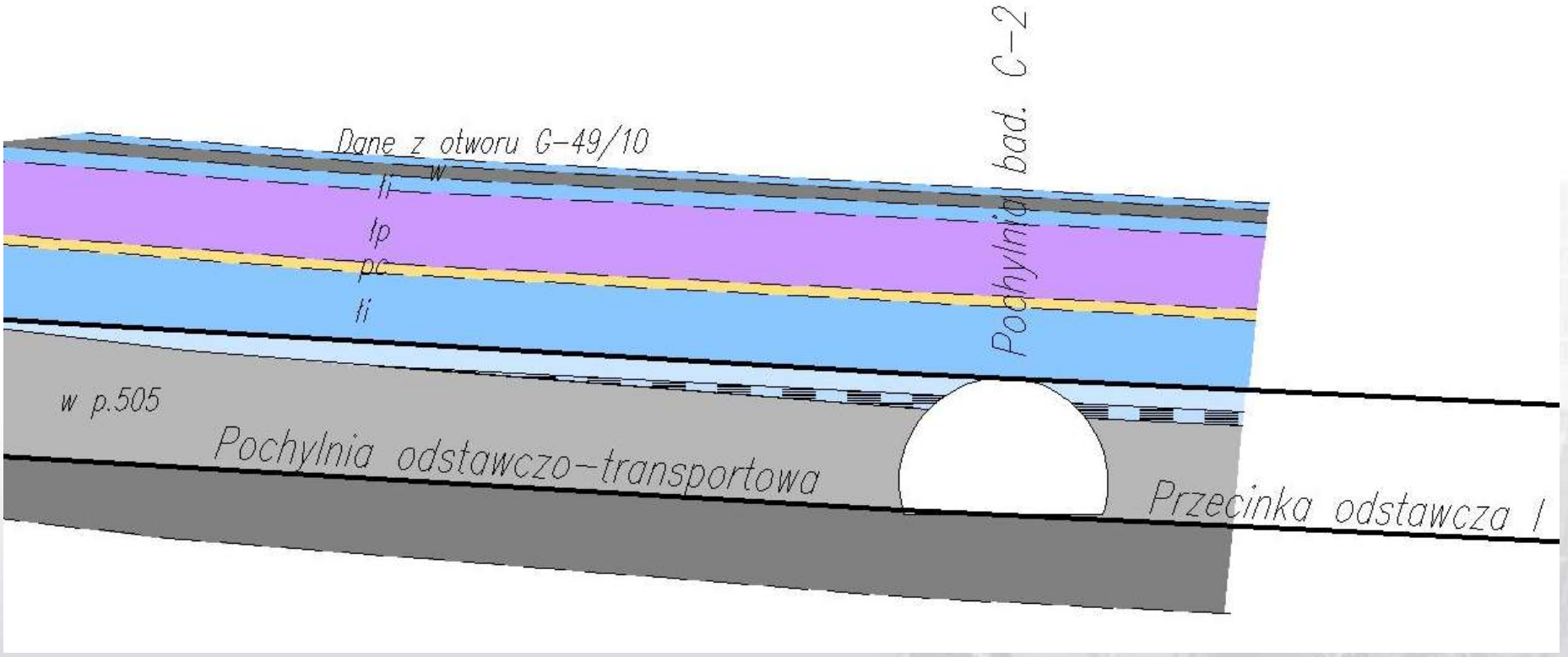
Mapa rejonu skrzyżowanie typu „portal”
Pochylni odstawczo - transportowej z Pochylnią badawczą C-2 w pokł.



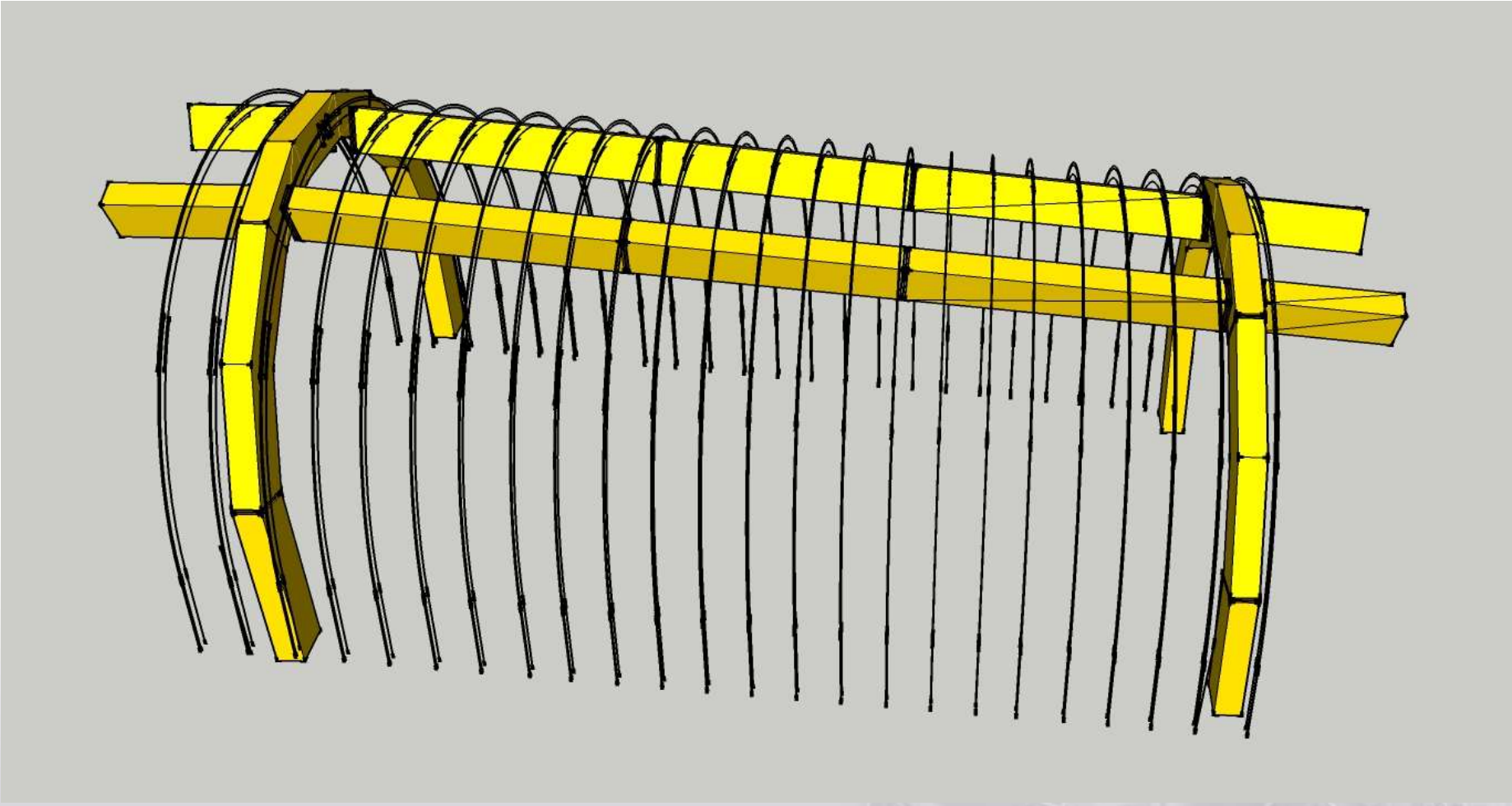
Przekroje skrzyżowania Pochylni odstawczo – transportowej z Pochylnią badawczą C -2 w pokł.505



Przekrój geologiczny w rejonie skrzyżowania Pochylni odstawczo - transportowej z Pochylnią badawczą C-2 w pokł. 505



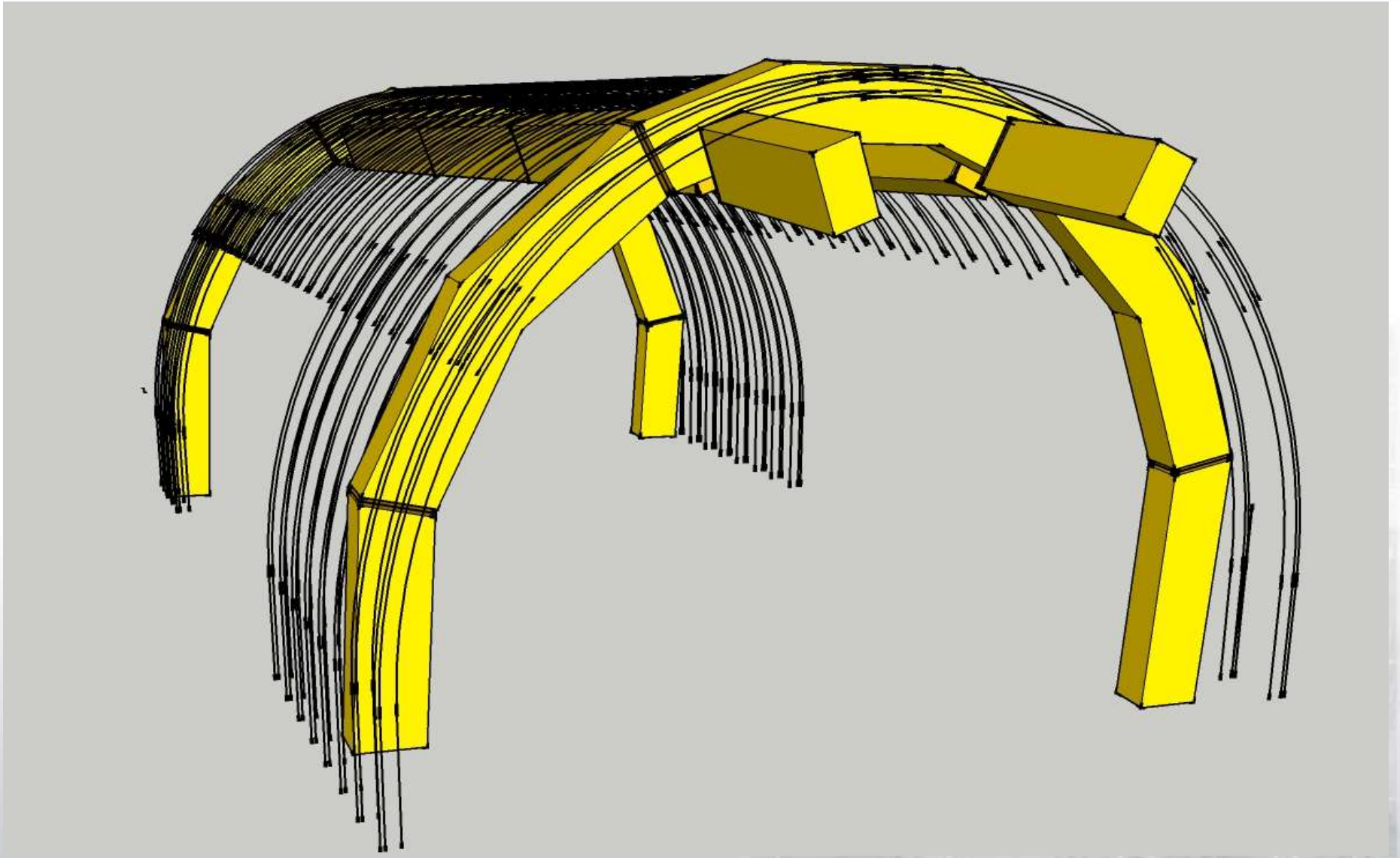
Widok 3D skrzyżowania „portalowego” od strony Pochylni badawczej C–2 w pokł.505



Widok obudowy skrzyżowania „portalowego” zmontowanego u wytwórcy



Widok 3D skrzyżowania „portalowego” od strony upadu Pochylni odstawczo - transportowej



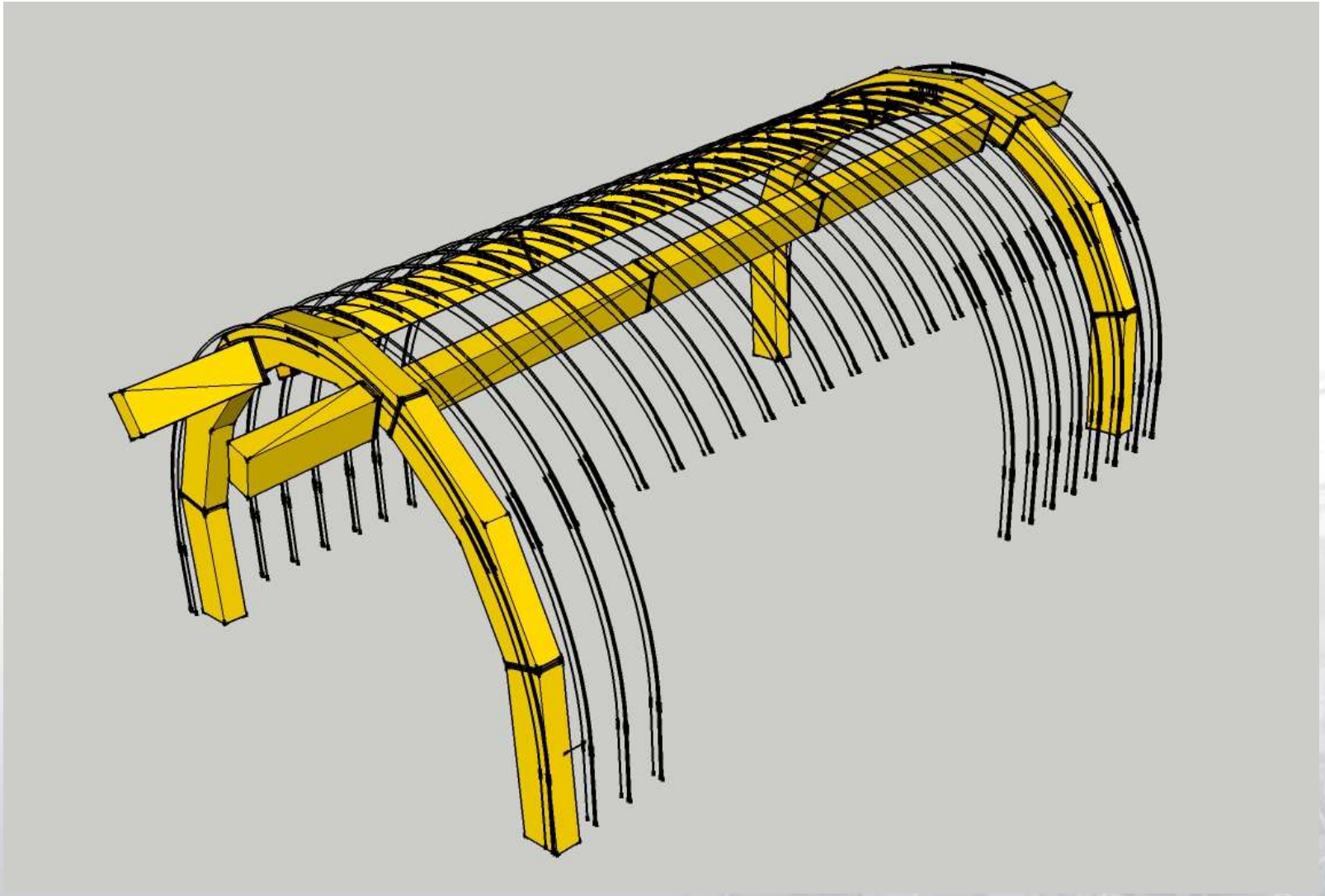
Widok obudowy skrzyżowania „portalowego” zmontowanego u wytwórcy



Widok skrzyżowania „portalowego” od strony upadu Pochylni odstawczo - transportowej



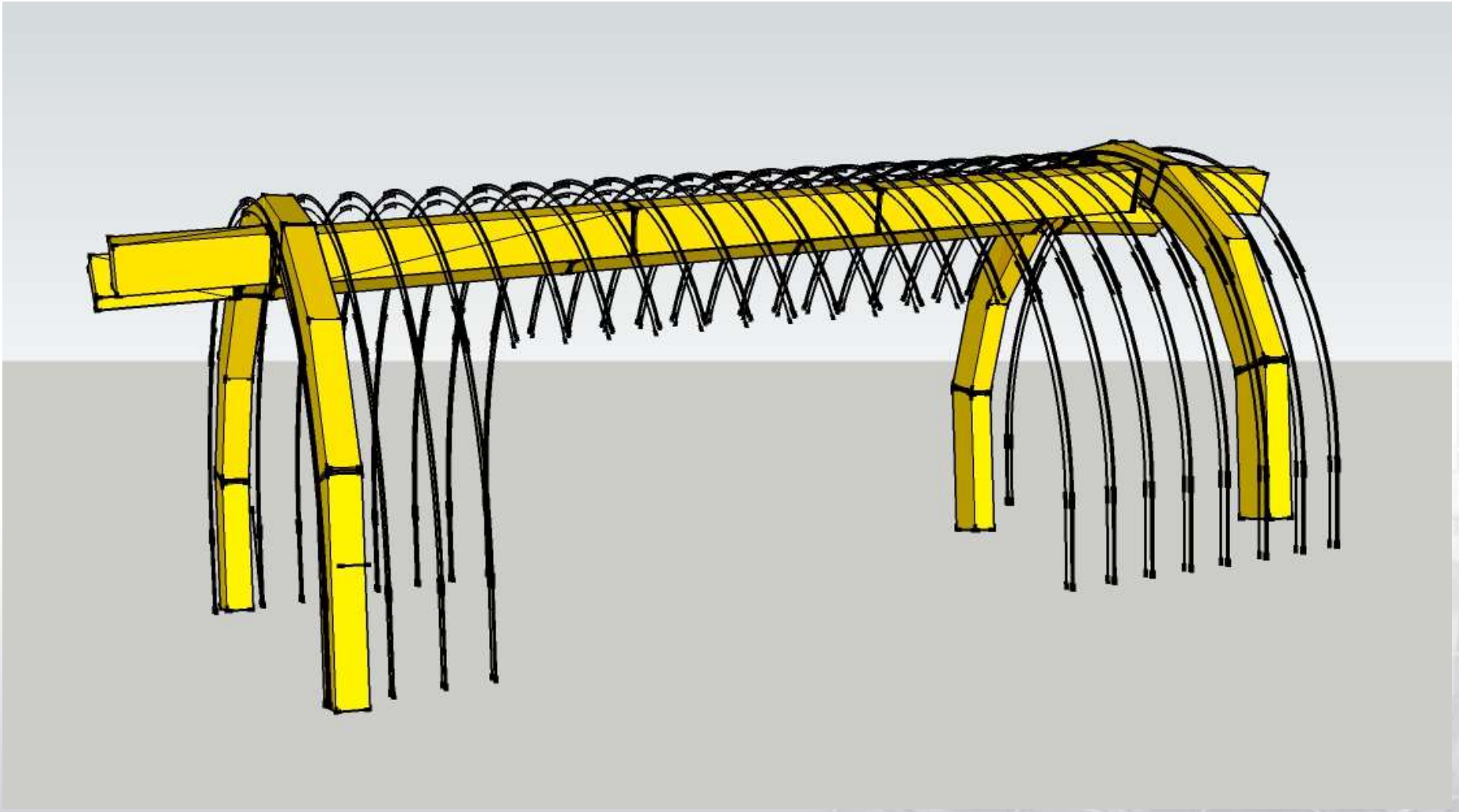
Widok 3D skrzyżowania od strony wzniosu Pochylni odstawczo - transportowej



Widok skrzyżowania „portalowego” od strony wzniosu Pochylni odstawczo - transportowej



Widok 3D skrzyżowania „portalowego” od strony wzniosu Pochylni badawczej C - 2 w pokł.505



Widok skrzyżowania „portalowego” od strony wzniosu Pochylni badawczej C-2 w pokł. 505



Skrzyżowanie zlokalizowane powyżej poziomu 600m zostało zabudowane nad czynną odstawą centralną, wykorzystując istniejące odrzwia ŁP14/V29/4/A. Zastosowanie konstrukcji wzmacniającej składającej się z dwóch belek stropowych o długości 14m, mocowanych do dwóch portali (o rozstawie 10,15m) pozwoliło na usunięcie łuków ociosowych po obu stronach wyrobiska w świetle przekroju.

W rejonie skrzyżowania zabudowane są napędy przenośników taśmowych 1200mm i 1400mm, stacja zwrotne oraz trasy kolejki KSZS.

WNIOSKI

- Dobór skrzyżowań i komór dokonano w oparciu o warunki górniczo-geologiczne i potrzeby ruchowe układów transportowych.
- Skrzyżowania wykonywane były zarówno robotami górniczymi jak i robotami budowlanymi – portale wlotowe w części przypowierzchniowej.
- Zastosowane rozwiązania skrzyżowań to różne odmiany portali (standardowe, „gwiazda”, „pajączek”) ramowe, palmowe oraz komory, które wykonane zostały w wyrobiskach górniczych poziomych i pochyłych.
- W przyjętych rozwiązaniach maksymalna szerokość wynosiła 10,4m (skrzyżowanie nr 2 - palma) natomiast maksymalna wysokość to 6,33m (skrzyżowanie nr 3 – portal).
- Wykorzystanie wielkogabarytowych skrzyżowań umożliwiło zastosowanie nowoczesnych rozwiązań konstrukcyjnych zastosowanych przenośników odstawy urobku i transportu.
- Zastosowanie wielkogabarytowych skrzyżowań i komór umożliwiło zaprojektowanie wyrobisk do prowadzenie odstawy urobku z jednoczesnym prowadzeniem transportu wielkogabarytowego.
- Dobór obudowy i zastosowane rozwiązania konstrukcyjne umożliwiły wielkogabarytowy transport bezpośrednio z powierzchni do wyrobisk na poz. 600 i poniżej (np. transport sekcji obudowy w całości bez konieczności ich demontażu). Przedstawione rozwiązania pozwoliły na wyeliminowanie dodatkowych wyrobisk dla prowadzenia niezależnego transportu materiałów.

KOMPANIA WĘGLOWA S.A.

DZIĘKUJEMY
za poświęcony czas

Zastosowanie wielkogabarytowych skrzyżowań i komór w upadowej odstawczo-transportowej umożliwiających jednoczesną odstawę urobku i transport materiałów

Robert Bryja, Andrzej Kondzielnik, Mariusz Jaszczurowski
KW S.A. Oddział KWK „Marcel”

WSTĘP

Dobór gabarytów techniczno-ruchowych skrzyżowań i komór dokonano w oparciu o warunki górniczo-geologiczne z uwzględnieniem potrzeb ruchowych. Główny nacisk położono na wymiary poprzeczne i poziome skrzyżowań, które uwzględniają wspólne prowadzenie odstawy urobku i transport materiałów (w tym wielkogabarytowych). Zastosowane rozwiązania skrzyżowań to różne odmiany portali (standardowe, „gwiazda”, „pajączek”), ramowe, palmowe oraz komory, które wykonane zostały w wyrobiskach górniczych poziomych i pochyłych.

W przyjętych rozwiązaniach maksymalna szerokość skrzyżowania wynosiła 10,4m (skrzyżowanie nr 2 - palma), natomiast maksymalna wysokość to 6,33m (skrzyżowanie nr 3 - portal).

Skrzyżowania i komory wykonywane były zarówno robotami górniczymi jak i robotami budowlanymi - portale wlotowe w części przypowierzchniowej. Przedstawione poniżej rozwiązania pozwoliły na wyeliminowanie dodatkowych wyrobisk dla prowadzenia niezależnego transportu materiałów.

STRESZCZENIE

1. SKRZYŻOWANIA ORAZ KOMORA NAPĘDU PRZENOŚNIKA TAŚMOWEGO W UPADOWEJ ODSTAWCZO-TRANSPORTOWEJ – WG I ETAPU DRĄŻENIA, TO JEST NA ODCINKU: POWIERZCHNIA – POZ. 400

1.1. *Skrzyżowanie Przecinki transportowej i Przecinki odstawczej z Upadową odstawczo-transportową oraz komorą napędu przenośnika taśmowego PT1*

„Projekt upadowej odstawczo-transportowej” w części przypowierzchniowej został wykonany przez Przedsiębiorstwo Robót Górniczych S.A. Mysłowice w oparciu o pozwolenie budowlane.

Wykonanie części budowlanej wymagało wykonania wykopu o głębokości ok. 12,3m. Zabezpieczenie wykopu zrealizowano przez wbijane grodzice na gł. 2,0m większą niż głębokość wykopu, tj.: do głębokości 14,0m (ok. 45 m.b.), 11,0m (ok. 20,0 m.b.), 9,0m (ok. 20,0 m.b.) i do 6,0m (ok. 10,0 m.b.). Następnie wykonano obudowę żelbetową na wlocie do upadowej, na

skrzyżowaniu z portalami wlotowymi (szer. 8,0m i wys. 4,0m). Kolejną czynnością było odeskowanie, zazbrojenie i zalanie betonem obudowy portali wlotów, tj.: Przecinki odstawczej (szer. 3,1m i wys. 3,5m) i Przecinki transportowej (szer. 4,0m i wys. 3,7m).

Po wykonaniu obudowy żelbetowej portali, w czole, w grodzicach wypalono otwór i rozpoczęto roboty górnicze związane z drążeniem Upadowej odstawczo-transportowej.

Skrzyżowanie w upadowej odstawczo-transportowej, w jej części budowlanej, pozwala na rozdzielenie odstawy urobku, która jest skierowana bezpośrednio na Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla, od transportu kolejką KSZS, który jest wyprowadzony na powierzchnię. Dodatkowo wielkogabarytowa komora zlokalizowana bezpośrednio za ww. skrzyżowaniem umożliwia bezpieczny transport wzdłuż napędu przenośnika taśmowego.

1.2. *Skrzyżowanie typu „palma" upadowej odstawczo-transportowej z Przecinką transportową powyżej poz. 400m.*

„Projekt skrzyżowania – odgałęzienia upadowej odstawczo-transportowej z powierzchni do poz. 400m z Przecinką transportową" opracowała Politechnika Śląska a jego elementy dostarczone zostały przez Przedsiębiorstwo Produkcyjno Górnicze „ROW-JAS" Sp. z o.o.

Skrzyżowanie wykonano na długości 18,5m. Do obudowy odgałęzienia wykorzystano typoszereg odrzwi obudowy wielkogabarytowej z kształtownika V29 przy czym stopniowanie szerokości łuków wynosi 200mm, a stopniowanie na wysokości wynosi 100mm. Największe odrzwia mają szerokość 10,8m a wysokość 5,8m. Obudowę ściany czołowej wykonano jako trzy łuki palmowe i sześć łuków opinających.

Skrzyżowanie „palmowe" powyżej poziomu 400m w upadowej odstawczo-transportowej umożliwia rozdzielenie odstawy urobku od transportu. Transport zostaje skierowany w kierunku głównych dróg przewozowych na poziomie 400m gdzie znajdują się stacje przeładunkowe i dalej w kierunku Przekopu odstawczo-transportowego.

1.3. *Skrzyżowanie typu „portal" upadowej odstawczo- transportowej z przekopem marklowickim poz.400m.*

Obudowa dostarczona została przez Hutę Łabędy S.A., którą wykonano zgodnie z „Dokumentacją techniczno-ruchową, szczegółową instrukcję montażu oraz obliczenia wytrzymałościowe z doborem obudowy typu ŁABĘDY do zabezpieczenia odgałęzienia upadowej z przekopem marklowickim na poziomie 400m" opracowaną przez Główny Instytut Górnictwa.

Skrzyżowanie w upadowej odstawczo-transportowej na poziomie 400m (typu „portalowego") połączyło poziome wyrobisko z upadową, której nachylenie wynosi 12 stopni. Portal wykonano na łącznej długości 13,6m, jego maksymalna wysokość to 6,2m i szerokość 8,1m. Istotna jest różnica poziomów w posadowieniu stóp portalu wynosząca ok. 2m. Odgałęzienie typu „portalowego" składa się z portalu i wspornika wykonanych z kształtownika dwuteowego IPB 450, odrzwi uzupełniających i przejściowych. Największym elementem konstrukcyjnym przedmiotowego skrzyżowania jest wspornik o długości 8,0m i wysokości 6,2m.

Zwiększone gabaryty tego skrzyżowania pozwoliły na bezproblemową zabudowę stacji zwrotnej przenośnika taśmowego o szerokości taśmy 1400mm, napędu kolejnego przenośnika taśmowego, przy równoczesnym prowadzeniu transportu urobku taborem kołowym na poz. 400 pomiędzy częścią marklowicką a częścią macierzystą kopalni.

2. SKRZYŻOWANIA ORAZ KOMORA NAPĘDU PRZENOŚNIKA TAŚMOWEGO W PRZEKOPIE ODSTAWCZO-TRANSPORTOWYM I POCHYLNI ODSTAWCZO-TRANSPORTOWEJ WG II ETAPU DRĄŻENIA, TO JEST NA ODCINKU POMIĘDZY POZIOMEM 400 A 600

2.1. *Skrzyżowanie przekopu odstawczo-transportowego z Przekopem wznoszącym I wraz z komorą napędu przenośnika PTD 1400 w rejonie zbiornika węgla*

„Projekt obudowy skrzyżowania Przekopu odstawczo-transportowego z Przekopem wznoszącym I nad zbiornikiem retencyjnym na poz. 400m" opracowała Politechnika Śląska a elementy dostarczyła Huta Łabędy S.A.

Obudowa w Przekopie wznoszącym I składa się z obudowy ŁP oraz odrzwi podwyższonych, tj.: ŁP10/V29/A i ŁPP10/V29/A o szerokości 5,5m i wysokości od 3,8m do 5,3m. Ze względu na znaczną wysokość odrzwi w trzecim odcinku zabudowano podciągi z kształtownika V29 i przykotwiono kotwiami wklejonymi o dł.2,0m o nośności 160 kN. Bezpośrednio w miejscu skrzyżowania obudowa zasadnicze posiada szerokości 6,5m i wysokości 5,85m i składa się z łuków ociosowych odrzwi ŁPP10/V29/4/A w III stopniu podwyższenia, łuków stropnicowych odrzwi ŁP10/V29/4/A i stropnic z kształtownika V29

Jednostronnie łuki ociosowe posadowione są na spągu wyrobiska, zaś po stronie „otwarcia" stropnice opierają się na wzmocnionej ramie odrzwi („bramce") Przekopu odstawczo-transportowego. Dodatkowo ze względu na budowę i charakter pracy obudowy zabudowano podciągi z kształtownika V29 na ociosie i w stropie, które następnie przykotwiono kotwami wklejonymi o dł.2,0m o nośności 160 kN.

Do skrzyżowania Przekopu odstawczo-transportowego z Przekopem wznoszącym I nawiązana jest Komora napędu przenośnika PTD 1400 wykonana wg opracowania Politechniki Śląskiej pt.: „Projekt obudowy odcinka Przekopu odstawczo-transportowego z przeznaczeniem na napęd przenośnika taśmowego o szerokości taśmy 1400mm wraz z belkami montażowymi", której konstrukcję dostarczyła Huta Łabędy S.A.

Długość komory napędu przenośnika taśmowego to około 23m. Zasadnicze gabaryty komory to: szerokość 7,0m a wysokość 5,67m. Elementami obudowy w bezpośrednim połączeniu komory z Przekopem wznoszącym I są odrzwia podwójne adoptowane z łuków ociosowych odrzwi ŁPP10/V29/A w I i III stopniu podwyższenia obudowane ramą prostokątną ze stojaków ciernych i stropnic wykonanych z kształtownika V29 (szerokość odrzwi to 7,0m a wysokość to 5,67 - 6,23m). Obudowę dalszej części komory stanowią odrzwia złożone z łuków ociosowych ŁPP10/V29/A/III oraz łuków stropnicowych wykonanych z łuków odrzwi ŁPP10/V29/A/I. Dodatkowo zabudowane zostały na ociosach kotwione podciągi z kształtownika V29.

Skrzyżowanie Przekopu odstawczo-transportowego z Przekopem wznoszącym I wraz komorą napędu przenośnika taśmowego z uwagi na swoje zwiększone gabaryty umożliwiło zabudowę przenośnika taśmowego o szerokości 1400mm oraz trasy kolejki KSZS służącej do transportu doraźnego elementów przenośników taśmowych.

2.2. *Skrzyżowanie typu „portal" objazdu pod zbiornikiem z przekopem odstawczo-transportowym, zabudowane na drodze przewozowej poz. 400*

„Projekt obudowy skrzyżowania portalowego objazdu pod zbiornikiem z przekopem odstawczo-transportowym" opracował Główny Instytut Górnictwa a elementy dostarczyło Przedsiębiorstwo Produkcyjno Górnicze „ROW-JAS" Sp. z o.o.

Zabudowę „portalu" poprzedzono zabudową 5 kpl. odrzwi specjalnych o szer. 8,52m i wys. 4,5m, które stanowiły obudowę tymczasową dla wsporników stanowiących główny element skrzyżowania.

Zasadniczo „portal" składa się z belki głównej „gwiazdy", trzech wsporników wykonanych z kształtownika dwuteowego HEB 550 oraz odrzwi uzupełniających. Wysokość w najwyższym punkcie „portalu" to ok. 5,6m, a odległość między wspornikami mierzona na spągu to ok. 8m. Każdy ze wsporników zabudowany został na innym poziomie, tj.: 0,0m, -0,44m i -1,57m.
Zabudowa skrzyżowania portalowego obejmuje również 46 odrzwi uzupełniających, z czego 5 odrzwi to łuki stropnicowe pomiędzy wspornikami, 18 odrzwi to łuki współpracujące ze wspornikami jednostronnie posadowione na spągu oraz 23 odrzwia pełne. Dla utrzymania transportu kołowego przez skrzyżowanie zabudowano 4 odrzwia specjalne, które umożliwiły wypięcie części łuków z odrzwi uzupełniających.

Skrzyżowanie w Przekopie odstawczo-transportowym przez swoją skomplikowaną konstrukcję i duże gabaryty rozwiązuje problem prowadzenia transportu kolejką KSZS „w trzy strony" i jej wjazd do wyrobiska z odstawą 1400mm. Rozwiązanie to umożliwiło ostatecznie zabudowę rozjazdu kolejki KSZS wraz z trasą w kierunku poziomu 600m i powyżej 400m, równolegle z trasą odstawy urobku. Istotą tego rozwiązania jest różnica w posadowieniu wsporników „portalu" sięgającą 1,5m.

2.3. *Skrzyżowanie typu „portal" pochylni odstawczo-transportowej z pochylnią badawczą C-2 w pokł.505 jako skrzyżowanie czterostronne, w rejonie którego zabudowano napęd przenośnika 1400, napęd przenośnika 1200, trasę z pętlicą i stacją zwrotną przenośnika 1400 oraz trasę kolejki KSZS*

Dokumentację techniczną na „Konstrukcję wzmacniającą obudowę skrzyżowania Pochylni badawczej C-2 z Pochylnią odstawczo-transportową w pokł.505 wg" opracowało Przedsiębiorstwo Produkcyjno Górnicze „ROW-JAS" Sp. z o.o., które również dostarczyło elementy konstrukcyjne.

Konstrukcja wzmocnienia obudowy przedmiotowego skrzyżowania składa się z dwóch belek stropowych o długości ok. 14 m.b. mocowanych do dwóch portali spoczywających na fundamentach betonowych. Rozstaw portali to 10,15m, a szerokość ok. 6,20m. Belki stropowe i portale wykonane zostały z kształtownika dwuteowego HEB 500. Dodatkowo wykonano kotwienie belek stropowych przy pomocy kotwi strunowych o długości 6,0m i nośności 420 kN.

Skrzyżowanie zlokalizowane powyżej poziomu 600m zostało zabudowane nad czynną odstawą centralną, wykorzystując istniejące odrzwia ŁP14/V29/4/A. Zastosowanie tego typu konstrukcji „portalu" pozwoliło na usunięcie łuków ociosowych po obu stronach wyrobiska w świetle przekroju (bez utraty stateczności krzyżujących się wyrobisk), uzyskując tym samym odpowiednio duże gabaryty do zabudowy napędów przenośników taśmowych 1200 i 1400mm oraz kolejki KSZS.

PODSUMOWANIE

Zastosowane rozwiązania wykraczają poza powszechnie stosowane typoszeregi obudów chodnikowych, umożliwiając wielkogabarytowy transport bezpośrednio z powierzchni na poz. 600 i poniżej (np. transport sekcji obudowy w całości bez konieczności ich demontażu). Wielkogabarytowe komory zapewniają transport materiałów obok przenośników odstawy urobku, zachowując wymagane gabaryty ruchowe. Duże gabaryty nowoczesnych wielkogabarytowych

skrzyżowań (w powyższych rozwiązaniach zastosowano szerokość do 10,4m i wysokość do 6,33m) to rozwiązanie problemu wjazdu kolejki KSZS do wyrobisk z odstawą taśmową przy zachowaniu wymaganych wielkości odstępów pomiędzy nimi. Zastosowane rozwiązania skrzyżowań, tj.: różne odmiany portali (standardowe, „gwiazda", „pajączek"), ramowe, palmowe oraz komory wielkogabarytowe przyczyniły się do mniejszej ilości wyrobisk potrzebnych do obsługi ścian i przodków chodnikowych.

dr hab. inż. Marek Borowski
AGH w Krakowie

prof. dr hab. inż. Nikodem Szlązak
AGH w Krakowie

Przegląd metod prognozowania wydzielania metanu do wyrobisk górniczych

STRESZCZENIE: Metan wydzielający się do wyrobisk górniczych w trakcie prowadzenia robót pozostaje nadal jednym z najważniejszych zagrożeń naturalnych występujących w podziemnym górnictwie węgla kamiennego. Metan w górotworze występuje w stanie sorbcji (tzn. jest związany fizyko-chemicznie z węglem) oraz w stanie wolnym. Do wyrobisk górniczych metan wydziela się z odkrytych płaszczyzn pokładów i skał otaczających, urobionego węgla oraz przestrzeni wybranych.
Zagadnienie prognozowania, czyli określenia ilości wydzielanego metanu do wyrobiska górniczego na etapie projektowania eksploatacji jest bardzo ważne, gdyż dopiero znajomość ilości metanu pozwala na dobór środków zwalczania tego zagrożenia w tym zapewnienia odpowiednich warunków przewietrzania wyrobisk oraz zastosowania profilaktyki i środków zwalczania tego zagrożenia. Prognozowanie wydzielania metanu do wyrobisk górniczych jest realizowane w oparciu o:

- metody empiryczne (długoterminowe),
- modele symulacyjne,
- expert systems.

W artykule dokonano przeglądu stosowanych metody prognozowania wydzielania metanu do wyrobisk górniczych w trakcie prowadzenia eksploatacji górniczej dla wyrobisk ścianowych.

SŁOWA KLUCZOWE:
Zagrożenie metanowe, prognozowanie wydzielania metanu, bezpieczeństwo, profilaktyka metanowa.

1. WPROWADZENIE

Metan w górotworze występuje w stanie sorbcji (tzn. jest związany fizyko-chemicznie z węglem) oraz w stanie wolnym. Obecnie eksploatacja prowadzona jest na głębokościach, na których ciśnienie metanu nie przekracza 3 MPa i dlatego metan występuje głównie w stanie sorbcji. W stanie wolnym metan znajduje się w porach, szczelinach i pustkach pokładów węgla oraz innych skał.
Występowanie metanu w złożu i stopień nasycenia górotworu tym gazem zależą od:

- stopnia zmetamorfizowania złóż węgla oraz ich zdolności sorbcyjnych,
- struktury i porowatości skał karbońskich (przede wszystkim pokładów węgla) oraz nadkładu,
- głębokości zalegania złoża i warunków hydrologicznych,
- budowy geologicznej złoża.

Do wyrobisk górniczych metan wydziela się z odkrytych płaszczyzn pokładów i skał otaczających, urobionego węgla oraz przestrzeni wybranych. Wyróżnia się dwie formy wydzielania się metanu do wyrobisk:

- desorbcja i wypływ filtracyjny metanu pod wpływem gradientu ciśnień wywołanych eksploatacją górniczą,
- wypływ ze szczelin i spękań w złożu powstałych w warstwie przyociosowej na skutek eksploatacji górniczej.

Proces wydzielania gazu ze złoża do wyrobiska ścianowego rozpoczyna się w chwili naruszenia skał i ich spękania, co jest spowodowane prowadzoną eksploatacją. Gaz wydziela się ze złoża przede wszystkim z pokładów węgla i trwa tak długo jak długo obszar górotworu jest odprężony eksploatacją. W wyniku przesunięcia się eksploatacji następuje zahamowanie odpływu gazu ze złoża. Stopień odgazowania pokładów węgla jest związany z wpływem eksploatacji. Dlatego dla zapewnienia bezpieczeństwa pracującej załodze i uzyskania wysokiej koncentracji wydobycia, konieczne jest właściwe rozeznanie i zwalczanie zagrożenia metanowego. Rozeznanie zagrożenia odbywa się poprzez prognozowanie wydzielenia się metanu do wyrobiska ścianowego w oparciu o badania właściwości gazowych górotworu.

W warunkach polskich kopalń węgla kamiennego wydzielenie metanu do wyrobisk górniczych jest określane w oparciu o metanonośności pokładów lub ciśnienia metanu w złożu oparciu o metodę empiryczną. Metody te uwzględniają wydzielanie się metanu z pokładu eksploatowanego i pokładów wyżej i niżej zalegających naruszonych prowadzoną eksploatacją oraz skał płonnych [10, 19]. Prognoza podaje ilość metanu wydzielającego się, w obrębie strefy górotworu podlegającej wpływom projektowanej eksploatacji, do wyrobiska ścianowego w zależności od postępu dobowego. Wielkości tego wydzielania są obliczane dla:

- pokładów podbieranych,
- piaskowców podbieranych,
- pokładu wybieranego,
- pokładów nadbieranych,
- piaskowców nadbieranych.

Z praktyki górniczej znanych jest szereg przypadków, gdzie niewłaściwe rozpoznanie warunków gazowych złoża przyczyniło się do nieprawidłowej oceny zagrożenia metanowego. Często wyniki prognozy wydzielania metanu do wyrobisk eksploatacyjnych różnią się od rzeczywistego wydzielania metanu. Spowodowało to trudności w prowadzeniu normalnej eksploatacji lub było przyczyną nieszczęśliwych zdarzeń i tragicznych katastrof.

W świecie stosowane są metody prognozowania wydzielania metanu do wyrobisk górniczych, które można podzielić na następująco na:

- metody empiryczne (długoterminowe),
- modele symulacyjne,
- expert systems.

2. EMPIRYCZNE MODELE PROGNOZOWANIA WYDZIELANIA METANU

Empiryczne metody prognozowanie wydzielania metanu do wyrobisk górniczych były rozwijane w:

- Belgii – w INIEX (Institute National des Industries Extractives),
- Francji – w CERCHAR (Centre d'Etudes et de Recherches des Charbonnages de France),

- Niemczech – STBV i WBK (Steinkohlenbergbauverein and Westfalische Berggewerkschaftskasse),
- Polsce – w Kopalni Doświadczalnej Barbara,
- Wielkiej Brytanii – MRDE (Mining Research and Development Establishment),
- byłym Związku Radzieckim – w Instytucie im. Skoczyńskiego.

Metody są zwykle proste matematycznie, wymagają kilku parametrów wejściowych i najczęściej odnoszą się do specyficznych warunków konkretnego zagłębia. W metodach tych na podstawie obliczonego strumienia metanu można określać różne parametry tj. stężenie metanu w przepływającym powietrzu, strumień objętości powietrza, środki zwalczania tego zagrożenia lub zaprojektować systemy odmetanowania.

Przykładowe wyniki prognozowania wydzielania metanu do wyrobiska ścianowego wg metody powszechnie stosowanej w polskich warunkach zamieszczono w tabeli 1. Wyniki wydzielania metanu podaje się w funkcji wielkości wydobycia z uwzględnieniem pokładu eksploatowanego oraz nabieranych i podbieranych. Zaletą metody jest określenie procentowego udziału wydzielania metanu do wyrobiska ścianowego.

Tabela 1. Przykładowe wyniki prognozowania wydzielania metanu do wyrobiska ścianowego
Table 1. Examples of the results of forecasting the release of methane into the longwall excavation

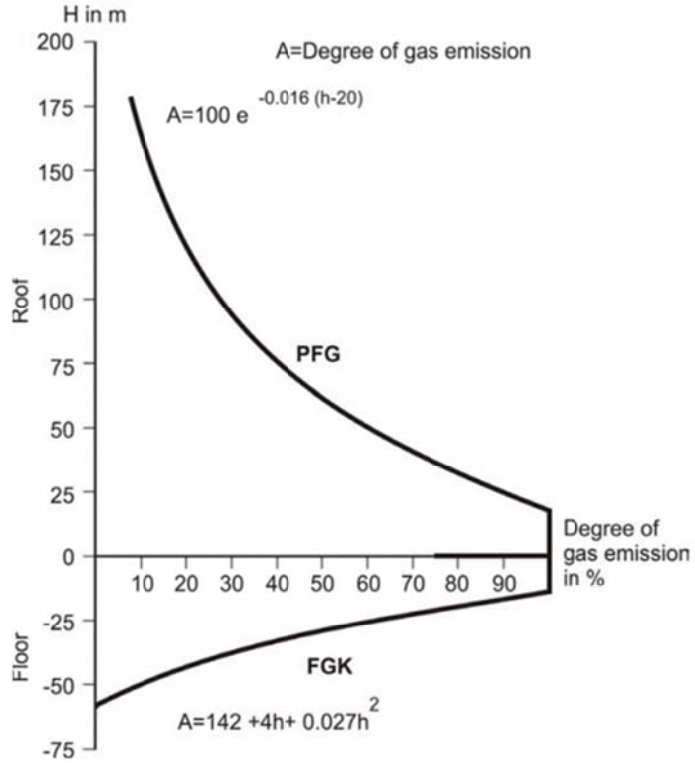
Wydobycie dobowe, Mg/db	1000	1500	2000	2500	3000	3500	4000	4500	5000
Postęp ściany, m/db	1,2	1,9	2,5	3,1	3,7	4,3	4,9	5,6	6,2
Wydzielanie metanu, m^3/min									
Z pokładów podbieranych	3,66	5,49	7,32	9,16	10,99	12,82	14,65	16,48	18,31
Z czoła ściany	0,10	0,10	0,10	0,10	0,10	0,10	0,10	0,10	0,10
Z urobionego węgla	1,52	2,28	3,04	3,80	4,56	5,32	6,08	6,84	7,60
Z pokładów nadebranych	5,98	8,97	11,96	14,95	17,94	20,92	23,91	26,90	29,89
Wydzielanie do rejonu ściany	11,26	16,84	22,42	28,00	33,58	39,16	44,74	50,33	55,91
% z pokładów podebranych	*32,5*	*32,6*	*32,7*	*32,7*	*32,7*	*32,7*	*32,7*	*32,7*	*32,8*
% z pokładu eksploatowanego	*14,4*	*14,1*	*14,0*	*13,9*	*13,9*	*13,8*	*13,8*	*13,8*	*13,8*
% z pokładu nadebranych	*53,1*	*53,3*	*53,3*	*53,4*	*53,4*	*53,4*	*53,4*	*53,5*	*53,5*
Z uwzględnieniem postępu	13,05	17,14	20,82	24,21	27,39	30,40	33,28	36,05	38,72
Z uwzględnieniem zrobów	15,66	20,57	24,98	29,05	32,87	36,48	39,94	43,26	46,46

W tych metodach prognozowania uwzględnia się, że metan wydziela się z warstw naruszonych eksploatacją do maksymalnie 200 m metrów powyżej oraz do 80 m poniżej eksploatowanego pokładu. Na rysunku 1 przedstawiono przykładową „krzywą odgazowania" dla pokładów naruszonych prowadzoną eksploatacją [15]. W metodzie tej poprzez tzw. „krzywe odgazowania" przyjmuje się, że uwolniona ilość metanu nie jest funkcją początkowej zawartości gazu, a jedynie zależy od geometrycznego miejsca źródła gazu w stosunku do wyrobiska ścianowego.

Cechą wspólną metod empirycznych jest uśrednianie strumienia metanu, który wydzieli się w czasie eksploatacji określonego odcinka wybiegu ściany poprzez uśrednienie parametrów stanowiących dane wejściowe do prognozy dla części górotworu położonej nad i pod rozpatrywanym odcinkiem. Wydzielanie się metanu do rejonu ściany w ciągu doby nie jest procesem ustalonym a na nierównomierność wydzielania metanu wpływają:

- zmienna metanonośność eksploatowanego pokładu w bezpośrednim sąsiedztwie czoła ściany,

- zmienna metanonośność warstw nadległych i podległych w stosunku do eksploatowanego pokładu,
- zmienne dzienne wydobycie i nierównomierny postęp ściany,
- zmienna prędkość posuwu i nieciągła praca kombajnu spowodowana przerwami technologicznymi i awariami,
- zaburzenia w miąższości i zaleganiu pokładu oraz własności mechaniczne węgla.



Rys. 1. Krzywa odgazowania PFG / FGK dla pokładów naruszonych eksploatacją [15]
PFG – krzywa odgazowanie pokładów stropowych; FGK – krzywa odgazowania pokładów spągowych.
Fig. 1. The curve degassing PFG / FGK method [15]
PFG - gas emission curve designated for the roof; FGK - gas emission curve designated for the floor.

W metodach tych opis jest wyrażony w postaci prostych wyrażeń matematycznych obserwowanych zjawisk nie w pełni uwzględniający podstawy teoretyczne. Poza tym empiryczne modele prognozowania wydzielania metanu zawierają zaledwie kilka parametrów wejściowych i są sprawdzone na lokalnych warunków konkretnego rejonu w którym prowadzona była eksploatacja.
Wszystkie te czynniki powodują, że wyniki prognozy wydzielania metanu mogą się różnić od rzeczywistych. Pomimo niedoskonałości metody te są stosowane ze względu na łatwość zastosowania i szybkość w uzyskaniu wyników obliczeń.

3. MODELE SYMULACYJNE

Symulacja komputerowa jest metodą odtwarzania zjawisk zachodzących w warunkach rzeczywistych (lub ich niektórych właściwości i parametrów) za pomocą ich matematycznych modeli, definiowanych i obsługiwanych przy użyciu programów komputerowych. Najczęściej jest wykorzystywana do wnioskowania o przebiegu tych zjawisk i procesów, których bezpośrednia obserwacja jest niemożliwa. Symulację komputerową wykorzystuje się w górnictwie w celu modelowania przepływu gazu w pokładzie węgla lub wybranej przestrzeni czyli zrobach ściany eksploatacyjnej. Powszechnie uważa się, że modele te odzwierciedlają w dużym stopniu rzeczywistość, jednak charakteryzują się dużym stopniem skomplikowania.

Wykorzystanie specjalistycznego oprogramowania do symulacji przepływu gazu na pewno ogranicza koszty prowadzenia badań w rzeczywistych warunkach, pozwala na symulowanie komputerowe i prognozowanie dopływu gazów z pokładów i zrobów. Niemniej jednak oprogramowania często nie można dostosować do specyficznych warunków, jakimi charakteryzują się pola eksploatacyjne wyrobisk ścianowych, związanych z warunkami górniczymi i geologicznymi. Poza tym najczęściej nie ma dostępu do kodu oprogramowania aby spełnić lokalne wymagania, przez co dane wprowadzane są uśredniane a tym samym wyniki również będą wartościami średnimi. Niemniej jednak podstawową wadą jest brak możliwości sprawdzenie poprawności uzyskiwanych wyników przez brak możliwości potwierdzenia poprzez wykonanie pomiarów w eksperymentalnych.

Jednak prowadzone od wielu lat prace badawcze spowodowały, że opracowywane modele są coraz doskonalsze i zbliżają się do warunków rzeczywistych. Zostało to osiągnięte dla przepływu gazu po uwzględnieniu przepuszczalności pokładu węgla i warstw wyżej i niżej zalegających, wynikającej z przesuwania się frontu ściany wraz warunków geologicznych.

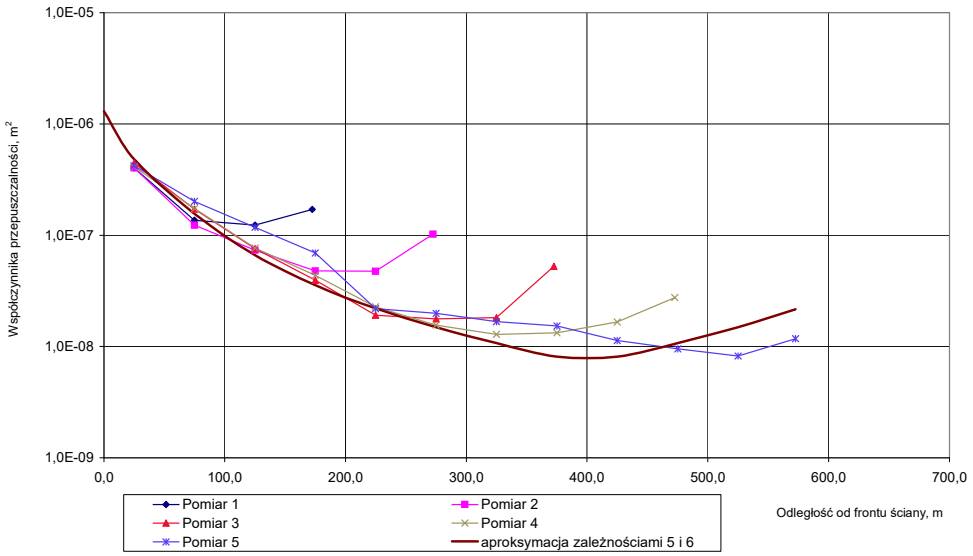
W jednym z bardziej zaawansowanych modeli rozważana jest podwójną porowatość, (węgla i skał), podwójną przepuszczalność (gaz i woda) i wpływ naprężeń na porowatość i przepuszczalność [11, 12, 17].

W modelowaniu wykorzystywana jest również obliczeniowa mechanika płynów (CFD) której używa się w symulacji wielu procesów wentylacyjnych w tym również dla wydzielania gazu i przepływu w zrobach wyrobiska ścianowego [8, 16]. Jednak obliczenia w oparciu o CFD nie dostarczają technicznych rozwiązań do obliczeń wydzielania metanu, a tylko pomagają w ich ocenie.

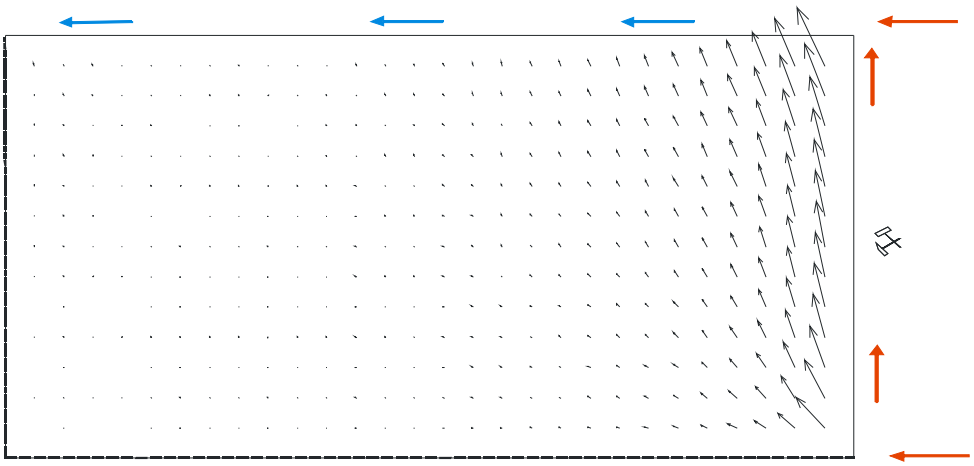
CFD jest wartościowym narzędziem do symulacji komputerowej dla oceniania wpływu zmian wentylacji na stężenia metanu w wyrobiskach górniczych oraz dla oceny skutków wydzielania gazu ze zrobów do przestrzeni roboczej wyrobiska ścianowego. Metoda ta może posłużyć do analizy rozwiązań technicznych na etapie projektowania jak i w trakcie normalnej eksploatacji.

Symulacja w CFD wymaga określenia geometrii, własności ośrodka i warunków brzegowych. Ilość wydzielonego metanu jest związana z przepuszczalnością górotworu. Natomiast przepuszczalność jest funkcją naprężeń wynikającą z prowadzania eksploatacji.

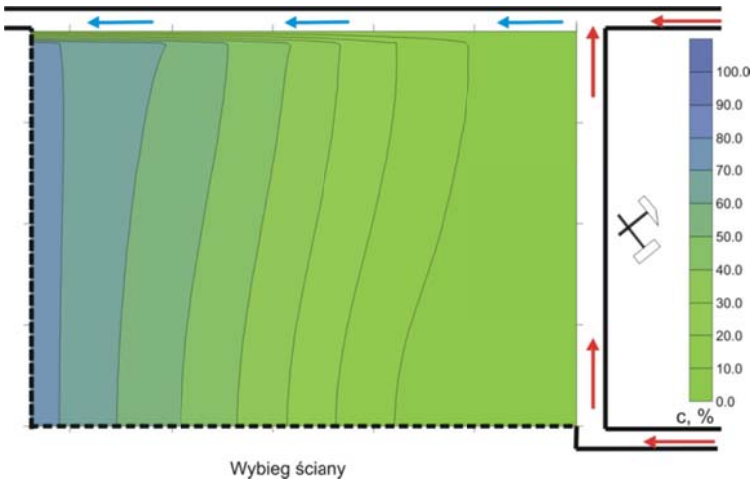
Na rysunku 2 przedstawiono zmiany współczynnika przepuszczalności w głąb zrobów w funkcji odległości od frontu wyrobiska ścianowego. Z kolei rysunek 3 przedstawia wektory pola prędkości powietrza w zrobach. Natomiast na rysunku 4 zamieszczono przykładowe pole stężenia metanu w zrobach wyrobiska ścianowego przewietrzanego system Y od granic.



Rys 2. Zmiana współczynnika przepuszczalności wzdłuż wybiegu wyrobiska ścianowego w funkcji odległości od frontu ściany [18]
Fig. 2. Change of permeability coefficient along the longwall excavation as a function of distance from the front longwall [18]



Rys 3. Rozkład wektorów prędkości przepływu powierza w zrobach pola eksploatacyjnego
Fig. 3. Distribution of velocity vectors of airflow in gob exploitation field

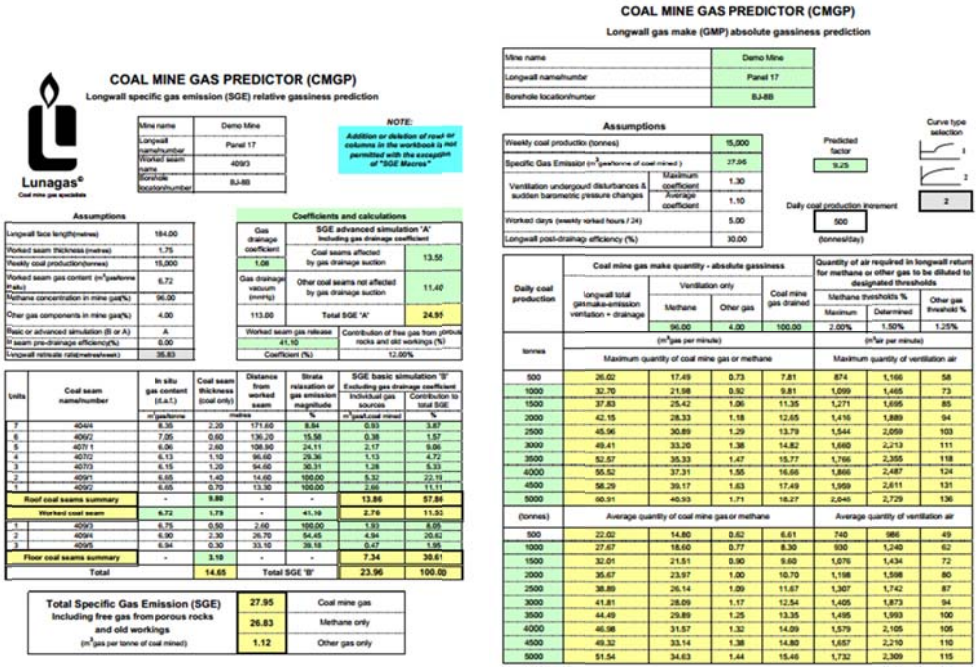


Rys 4. Przykładowe pole stężenia metanu w zrobach wyrobiska ścianowego
Fig. 4. Examples of field methane concentration in gob of longwall excavation

4. EXPERT SYSTEMS

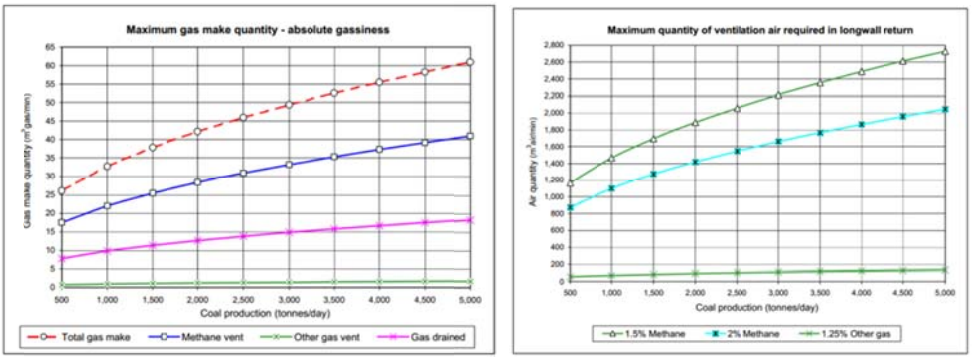
Systemy eksperckie to systemy komputerowe, które emulują proces podejmowania decyzji przez człowieka-eksperta. Cechami takiego systemu jest gromadzenie danych i analiza poprzez umiejętne naśladowanie sposobu rozumowania człowieka-eksperta. Do tego celu najczęściej jest stworzony tzw. „user friendly" interfejs pozwalający na przyjazny sposób komunikowania się z użytkownikiem i takie przedstawienie wyników, aby były przejrzyste.
W kopalniach węgla kamiennego gdzie eksploatacja jest prowadzona w warunkach zagrożenia metanowego systemy te służą do kontroli parametrów zagrożenia metanowego i wentylacji. Na ich podstawie można monitorować parametry oraz w oparciu o ich analizę można prognozować stężenie metanu, wydzielanie metanu, parametry odmetanowania a w ogólności poziom zagrożenia metanowego w wyrobiskach górniczych. Przykładem może być program służący do kontroli systemów odmetanowania UFEL [2], który został uzupełniony o prognozę wydzielania metanu do wyrobisk górniczych.
Postęp jaki dokonał się w zakresie pomiaru i rejestracji parametrów fizycznych takich jak stężenia metanu, prędkości przepływu powietrza poprzez wykorzystanie systemu monitoringu kopalni pozwolił na rozwój programów komputerowych pracujących w czasie rzeczywistym i współpracujących z systemem monitoringu kopalni. W pracach [3, 4] przedstawiono program komputerowy VentMet, który pracuje w czasie rzeczywistym i współpracuje z systemem monitoringu kopalni. Czujniki systemu monitoringu w sposób ciągły dokonują pomiaru stężenia metanu w wielu miejscach kopalni. Wykorzystanie danych, otrzymanych metodą komputerowego prognozowania, do bieżącej weryfikacji rozkładu stężenia metanu w wyrobiskach, pozwala na prognozowanie warunków metanowych. Program pozwala na obserwację wskazań czujników monitoringu (metanu, prędkości i ciśnienia), prognozowanie rozwoju sytuacji metanowej w aspekcie zmian warunków przewietrzania. Połączenie możliwości obserwacji i prognozowania procesu wentylacji wnosi elementy przydatne dla weryfikacji parametrów przyjętych modeli matematycznych.
W tego typu systemach włączenie warunków geologicznych i górniczych pozwala na szersze zrozumienie zjawisk oraz poznanie przyczyn ich powstawania. Przykładem takiego systemu jest

program Coal Mine Gas Predictor do obliczeń gazowości względnej i bezwzględnej wyrobiska ścianowego w oparciu o model geomechaniczny przedstawiony przez Lunarzewskiego L. [13, 14]. W zaproponowanym modelu wielkość odprężenia górotworu decydująca o ilości wydzielanego metanu z pokładów naruszonych eksploatacją jest obliczana empirycznie z zależności matematycznej [13]. Odgazowanie do pokładów wyżej leżących sięga maksymalnie do 200 m a dla pokładów poniżej leżących do 60 m. Strefy odprężenia i wydzielania gazu można uzyskać w oparciu o program Gas Release Model, który został opracowany w 2005 roku jako połączenie poprzednich modeli Roofgas i Floorgas przy uwzględnieniu nowych zależności geomechanicznych [9]. W wyniku przeprowadzonych obliczeń, uzyskuje się względną i bezwzględną metanowość bez odmetanowania i z odmetanowaniem wraz z określeniem ilości gazu dopływającego z pokładu eksploatowanego i pokładów naruszonych eksploatacją leżących powyżej i poniżej. Następnie wykonuje się obliczenia ilości powietrza wentylacyjnego dla rozrzedzenia gazu do dopuszczalnych stężeń. Dane wprowadzane do programu są przedstawione na rysunku 5, natomiast wyniki ilości i stężenia metanu ujmowanego poprzez odmetanowanie zostały zaprezentowane na rysunku 6.



Rys. 5. Dane wejściowe i wyniki gazowości relatywnej i absolutnej wyrobiska ścianowego [14]
Fig. 5. The input data and results of methane relative and absolute of longwall excavation [14]

Należy zauważyć, że podane przykładowe systemy nie zawierają pełnej wiedzy człowieka uwzględniającej czynniki losowe ze względu na przyjęte uproszczenia i niestety nie zastąpią analizy prowadzonej przez człowieka. Mogą być stosowane służąc poradą w poszukiwaniu najlepszego rozwiązania sposobu zwalczania zagrożenia metanowego czy zabezpieczenia wobec zagrożenia metanowego.



Rys. 6. Graficzne zestawienia wyników obliczeń metanowości bezwzględnej i odmetanowania [14]
Fig. 6 Graphical results of calculations absolute methane and methane drainage [14]

5. METODA PROGNOZOWANIA WYDZIELANIA METANU Z WYKORZYSTANIEM SIECI NEURONOWYCH

Zainteresowanie wykorzystaniem sieci neuronowych do prognozowania parametrów zagrożenia metanowego obserwuje się od wielu lat ze względu na zdolność do uogólniania wiedzy na podstawie wcześniej poznanych wzorców. W pierwszych próbach do uczenia sieci neuronowych użyto stężenia metanu i wielkości wydobycia w celu prognozowania stężenia metanu w wyrobiskach podziemnych [5]. Następnie sieci neuronowe zastosowano do obliczeń ilości i stężenia metanu ujmowanego przez system odmetanowania [6]. Kolejne rozważania dotyczyły zagadnienia klasyfikacyjnego, w którym na podstawie danych wejściowych określano sposób odmetanowania: wyprzedzające, eksploatacyjne lub poeksploatacyjne [7]. W celu potwierdzenia możliwości wykorzystania sieci neuronowych do prognozowania zagrożenia metanowego przeprowadzono badania w wyrobiskach ścianowych charakteryzujących się wysokim wydzielaniem metanu [1]. Do modelu sieci neuronowej wprowadzono wielkości charakteryzujące się zmiennością parametrów. Do obliczeń przyjęto następujące dane wejściowe: postęp wyrobiska ścianowego, wydobycie z wyrobiska ścianowego, długość wyrobiska ścianowego, miąższość pokładu eksploatowanego, metanonośność pokładu eksploatowanego, metanonośność pokładów podebranych i efektywność odmetanowania, które przedstawiono w tabeli 2. Natomiast przebieg zmian strumienia objętości wydzielającego się metanu oraz wydobycia w eksploatowanej ścianie, w funkcji wybiegu, pokazano na rysunku 7.

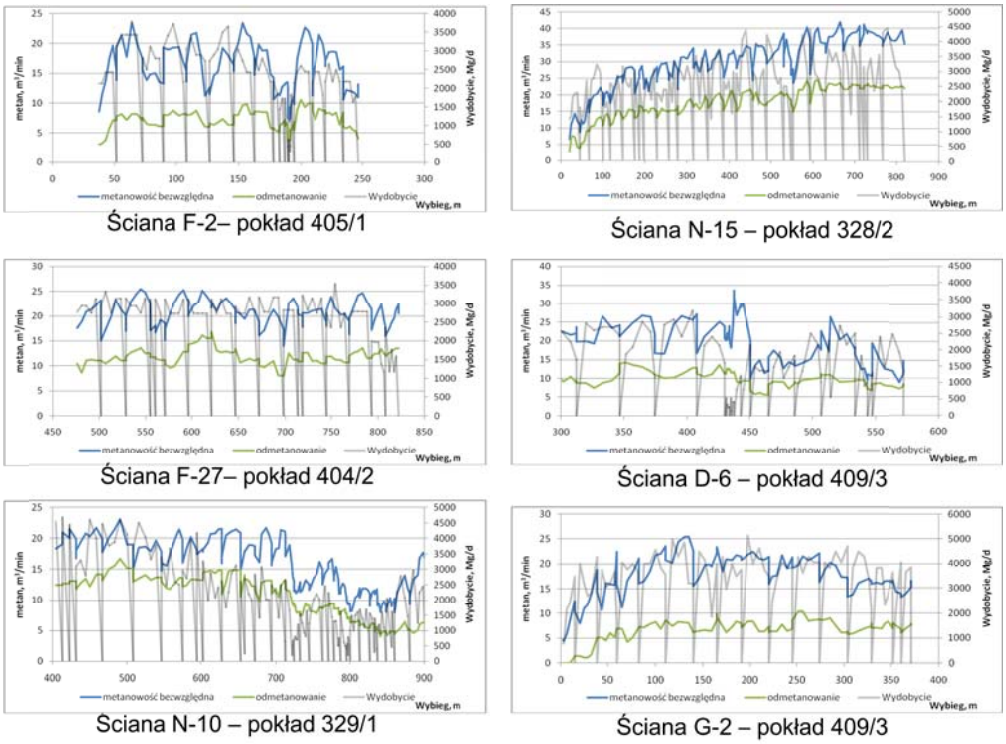
Tabela 2. Dane wejściowe do prognozy metanu z zastosowaniem sieci neuronowych
Table 2. The input to the prediction method of methane using a neural network

Wyszczególnienie	Zestawienie wyników						
Nr ściany	F-2	F-27	N-10	N-15	D-6	G-2	D-2
Pokład	405/1	404/2	329/1-2	328/1	409/3	409/3	409/4
Miąższość pokładu, m	2,0-2,32	1,85-2,2	1,4-1,9	1,45-1,75	1,75	2,5	2,8
Długość ściany, m	190	210	220	158	184	220	200
Wybieg, m	400	520	760	1000	500	450	780
Głębokość eksploatacji od – do , m	-627; -651	-482; -522	-435; -563	-550; -625	-662; -708	-497; -550	-598; -651
Skały stropowe	łupek	łupek	łupek	łupek	łupek	łupek	łupek

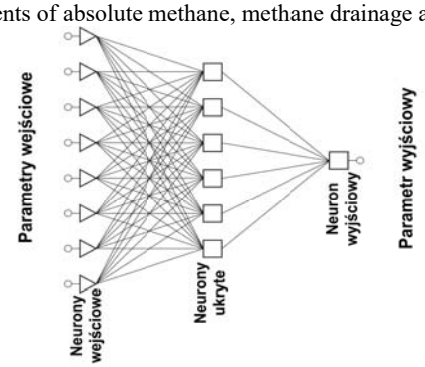
	ilasty, piaszczysty	ilasty,	ilasty, piaszczysty	ilasty, piaskowiec	piaszczysty, piaskowiec	ilasty, piaszczysty	piaszczysty, piaskowiec
Skały spągowe	łupek ilasty, piaszczysty	łupek ilasty, piaszczysty	łupek ilasty, piaszczysty	łupek ilasty, piaszczysty	łupek piaszczysty, piaskowiec	łupek ilasty, piaszczysty	łupek piaszczysty, piaskowiec
Wydobycie, maksymalne, Mg/d	3740	3530	4690	4460	4060	5150	7690
Wydobycie, średnie, Mg/d	2400	1940	1940	2550	1585	3530	4120
Ilość powietrza w wyrobisku ścianowym, średnia, m^3/min	1325	1250	1040	1240	1490	1780	2010
Metanonośność, m^3/Mg_{csw}	5,5	4,3-6,0	6,44	4,24-5,69	4,7-6,1	5,5-6,1	4,0-6,1
Metanowość wentylacyjna, średnia, m^3/min	8,89	8,87	5,37	11,88	9,68	11,23	9,48
Odmetanowanie, średnia, m^3/min	7,19	11,88	9,66	16,98	9,83	6,42	6,17
Metanowość bezwzględna, m^3/min	16,08	20,75	15,03	28,86	19,51	17,65	15,65
Sposób kierowania stropem	Zawał	Zawał	Zawał	Zawał	Zawał	Zawał	Zawał
Sposób przewietrzania	U	U	U	U	U	U	U
Eksploatacja w strefie odprężonej/nieodprężonej	w odległości 50 m, pokład 404/4	w odległości 55 m, pokład 403/1	w odległości 30 m, pokład 328/1	w odległości 55 m, pokład 326/1	w odległości 109 m, pokład 407/1	w odległości 25 m, pokład 409/3	w odległości 21 m, pokład 409/3

Z uwagi na rozwiązywany problem oraz zestaw przygotowanych danych do prognozowania wydzielania metanu do wyrobiska ścianowego zastosowano model aproksymacyjny z wielowarstwową siecią neuronowa MLP posiadającą dziewięć neuronów w warstwie wejściowej, określoną liczbę neuronów w jednej warstwie ukrytej oraz jeden neuron w warstwie wyjściowej. W praktyce został wykorzystany program sieci neuronowych NeuroSolution 5.0. Rysunek 8 przedstawia topologię sieci neuronowej, którą stworzono na podstawie prowadzonych badań nad wydzieleniem metanu do wyrobisk ścianowych.

Jakość modelu prognozowania metanowości bezwzględnej zależy przede wszystkim od architektury sieci, w tym m.in. od typu sieci, sposobu jej uczenia, metody obliczania błędu, liczby warstw sieci i zawartych w niej neuronów oraz danych wejściowych i wyjściowych. Parametry wyrobisk ścianowych oraz wyniki metanowości bezwzględnej stanowiły podstawę do poszukiwania właściwej architektury sieci i jej cech.

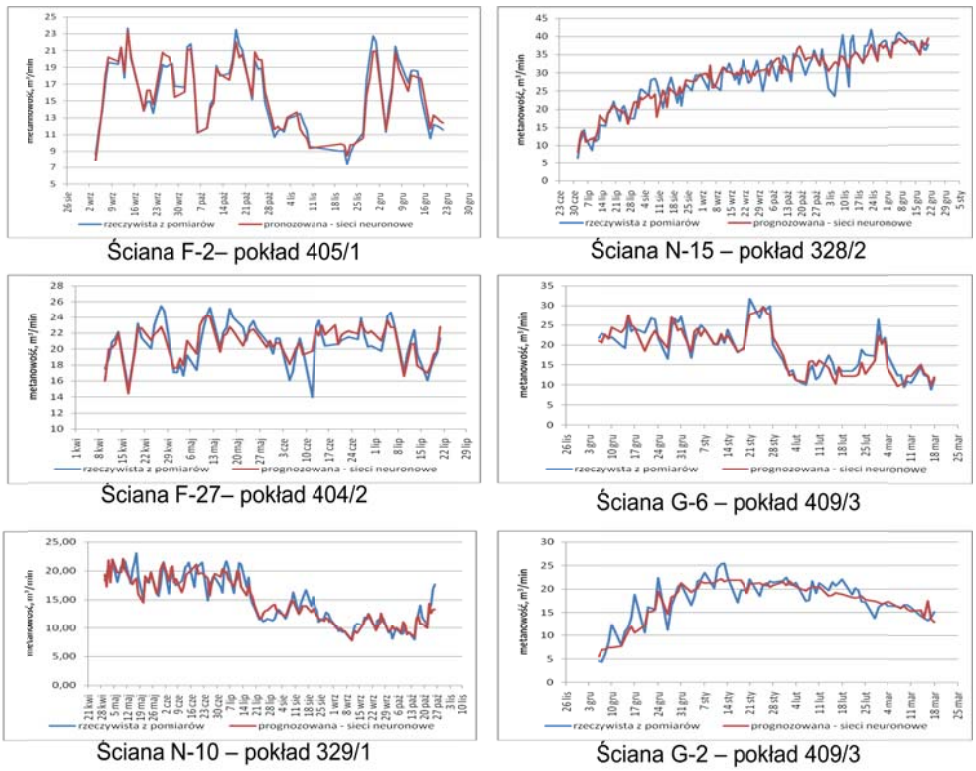


Rys. 7. Wyniki pomiarów metanowości bezwzględnej, odmetanowania i wydobycia [1]
Fig. 7. The results of measurements of absolute methane, methane drainage and output coal [1]

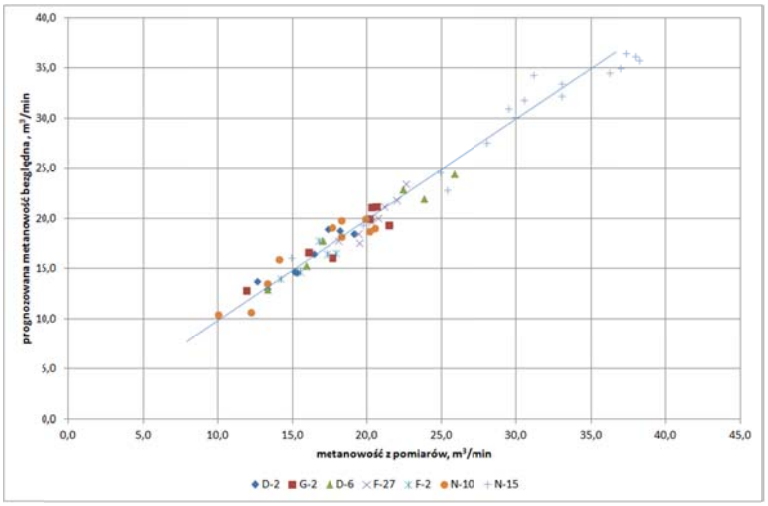


Rys. 8. Model sieci neuronowej do prognozowania wydzielania metanu
Fig. 8. Model neural network for forecasting of methane emission

Na rysunku 9 przedstawiono wyniki pomiarów oraz prognostycznych obliczeń dla badanych wyrobisk ścianowych. Z rysunku wynika, że prognozowanej metanowości bezwzględnej odpowiada metanowość uzyskana z pomiarów. Natomiast na rysunku 10 zamieszczono porównanie wyników metanowości z pomiarów z prognozowaną, w oparciu o sieci neuronowe, w badanych wyrobiskach ścianowych. Analiza otrzymanych wyników wskazuje, że z wystarczającą dokładnością sieć neuronowa opisuje wydzielanie metanu do wyrobisk górniczych.



Rys. 9. Wyniki pomiarów oraz prognostycznych obliczeń wydzielania metanu
Fig. 9. The results of measurements and forecasting calculations of methane emission



Rys. 11. Porównanie wyników metanowości z pomiarów z prognozowaną w oparciu o sieci neuronowe w badanych wyrobiskach ścianowych
Fig. 11. Comparison of the results with measurements of methane from the prediction based on neural networks in the tested longwalls

6. PODSUMOWANIE

Prognozy metanowości wyrobisk ścianowych mają duże znaczenie dla bezpiecznego prowadzenia eksploatacji w warunkach zagrożenia metanowego. Stanowią one podstawę do zaprojektowania odpowiedniej ilości powietrza w rejonach wyrobisk ścianowych, a w niektórych przypadkach również do zaprojektowania układu wentylacji rejonu, do określenia właściwej profilaktyki poprzez dobór i rozmieszczenie pomocniczych urządzeń wentylacyjnych, a także czujników metanometrycznych. Jeżeli prognozowana metanowość jest na tyle duża, że nie można uzyskać bezpiecznych warunków eksploatacji stosując jedynie środki wentylacyjne, prognoza jest wykorzystywana także do zaprojektowania systemu odmetanowania.
Stosowane metody nie są doskonałe dlatego podjęto próby wykorzystania sieci neuronowych w ocenie zagrożenia metanowego. Sztuczne sieci neuronowe można zastosować do:

- obliczania strumienia objętości powietrza oraz parametrów zagrożenia metanowego,
- wyznaczenia stężenia metanu w wyrobiskach podziemnych,
- obliczenia ilości i stężenia metanu ujmowanego przez system odmetanowania,
- określenia sposobu odmetanowania (wyprzedzającego czy eksploatacyjnego).

W badanym przypadku metoda prognozowania wydzielania metanu pozwala na:

- określenie strumienia objętości wydzielanego metanu na wybiegu projektowanego wyrobiska ścianowego,
- dobór strumienia objętości powietrza dla przewietrzania wyrobiska ścianowego,
- określenie efektywności odmetanowania dla planowanej wielkości wydobycia (postępu) dla warunków geologiczno-górniczych.

Podsumowując można stwierdzić, że archiwizacja wyników z zapisów czujników metanometrycznych stwarza możliwości dokonywania oceny zagrożenia metanowego i wykonywania prognoz wydzielania metanu. Jedną z takich możliwości jest wykorzystanie sztucznych sieci neuronowych. Opracowana metoda z wystarczającą dokładnością umożliwia prognozowanie wydzielania metanu do wyrobisk ścianowych a tym samym może być przydatna do projektowania systemu wentylacji i niezbędnej profilaktyki zwalczania zagrożenia metanowego.

Artykuł zrealizowano w ramach prac statutowych 11.11.100.774.

LITERATURA

[1] Borowski M., 2012: Metoda prognozy wydzielania metanu do wyrobisk ścianowych w kopalniach węgla , Wydawnictwa AGH, Rozprawy Monografie.
[2] CEC, 1989: Short-term forecasting of methane emission levels using continuously monitored data, Final Report on ECSC Contract 7220 - AC/832, EUR 12326EN.
[3] Dziurzyński W., Krach A. Krawczyk J., Pałka T., 2007a: Zastosowanie miary odległości szeregów czasowych do walidacji modelu matematycznego przewietrzania kopalni stosowanego w programie VentMet, Przegląd Górniczy, nr 1.
[4] Dziurzyński W., Krach A., Pałka T., Wasilewski S., 2007b: Walidacja komputerowego programu symulacji wentylacji VentMet dla rejonu ściany, z uwzględnieniem zmiennych w czasie źródeł metanu, związanych z cykliczna pracą kombajnu, Prace IMG PAN, nr 1-2, vol. 9.
[5] Dixon D. W., Ozveren C. S., Sapulek A. T., Tuck M. A., 1995: The application of neural networks to underground methane prediction, US Mine Ventilation Symposium, nr 7, str. 49-54.
[6] Karacan C. Özgen, 2009a: Forecasting gob gas venthole production performances using intelligent computing, International Journal of Coal Geology, nr 79, str. 131-144.
[7] Karacan C. Özgen, 2009b: Degasification system selection for US longwall mines using an expert classification system, Computers & Geosciences, nr 35, str. 515-526.

[8] Kelsey A., Lea C. J., Lowdnes I.S., Whittles D., Ren T.X., 2003: CFD modelling of methane movement in mines, 30th International Conference of Safety in Mines Research Institutes, South Africa, nr 30.
[9] Kidybinski A., Lunarzewski L., 2005: Floor gas and roof gas simulation programs, Lunagas Pty Ltd, Newcastle.
[10] Krause E., Łukowicz K., 2000: Dynamiczna prognoza metanowości bezwzględnej ścian, Główny Instytut Górnictwa. Seria Instrukcje. Katowice, nr 14.
[11] Linzer P., 1995a: A numerical simulator for 3-D unsteady state dual porosity modelling of gas flow within a coal structure, US Mine Ventilation Symposium, Lexington, Kentucky, USA, nr 7.
[12] Linzer P., 1995b: A 3 dimensional dual-porosity single-phase unsteady-state mathematical model of gas transport in coal structures, International Conference of Safety in Mines Research Institute, Katowice, Poland, nr 26.
[13] Lunarzewski L., 1998: Gas emission prediction and recovery in underground coal mines, International Journal of Coal Geology, vol. 35 str. 117-135.
[14] Lunarzewski L., 2005: Model wydzielania gazu - instrukcja programu, Lunagas Pty Ltd, Newcastle.
[15] Noack K., 1998: Control of gas emissions in underground coal mines, International Journal of Coal Geology, vol. 35, str. 57-82.
[16] Ren T.X. and Edwards J.S. 1998: Application of CFD techniques to methane prediction and control in coal mines, 27th International Symposium on Computer Applications in the Mineral Industries, str. 733-743.
[17] Sung W., Ertekin T., Ramani R. V., 1987: Evaluation of the impact of the degasification process on inflow of methane gas into coal mines : a numerical exercise, The US Mine Ventilation Symposium, University Park, USA, nr 3.
[18] Szlązak J., Szlązak N., 2004. Badania numeryczne i kopalniane przepływu powietrza przez zroby ścian zawałowych. Górnictwo i Geoinżynieria, r. 28, z. 3, s. 59-78.
[19] Tarnowski J., Struzik A., 1992: Prediction of gassiness of exploitation workings and whole mines that exploit gassy coal deposits, Przegląd Górniczy, nr 9, vol. 48, str. 26-33.

REVIEW OF FORECASTING METHODS OF METHANE RELEASE INTO THE UNDERGROUND WORKINGS

Summary:
Methane release into underground workings during mining operations still remains one of the biggest hazards in hard coal mines. Methane present in the rock mass is physical and chemically bounded with carbon (sorption state) or occurs in free state. It can release to mine workings from the surface of coal seams, surrounding rocks, coal output and gobs. Forecasting consists in determining the amount of methane released to mine workings at the design stage and is very crucial as this information enables the selection of control measures including appropriate ventilation systems.
Prediction of methane emission is conducted on the basis of:

- empirical methods (long-term),
- simulation models,
- expert systems.

This article reviews the methods used to estimate the methane emission during extraction activities.

Keywords: the hazard of methane, forecasting of methane emission, safety, prevention of methane.

Naprawa uszkodzonego wlotu szybu „Aniołki” na poziomie 450 w KWK „Knurów-Szczygłowice”

Roland Bobek, Tomasz Śledź, Jarosław Twardokęs
Adam Ratajczak, Bernard Mąka
JSW S.A. KWK „Knurów-Szczygłowice”, Knurów

Piotr Głuch
Politechnika Śląska, Gliwice

STRESZCZENIE: Szyby górnicze są kluczowymi wyrobiskami dla zapewnienia ciągłości ruchu każdej kopalni. Ich długotrwały charakter istnienia i bezpieczna eksploatacja wymaga prowadzenia wzmożonego monitoringu stanu technicznego obudowy samego szybu oraz wlotów szybowych, a tym samym prowadzenia bieżących napraw uszkodzonych fragmentów z wykorzystaniem dostępnych technologii. W artykule przedstawiono zarys technologii wykonanej naprawy uszkodzonego fragmentu wlotu szybu „Aniołki” na poziomie 450. Przedstawiono kolejność wykonywania poszczególnych etapów robót górniczych, zastosowane materiały i urządzenia dla realizacji naprawy wlotu szybowego.

SŁOWA KLUCZOWE: Obudowa szybu, monitoring, technologia naprawy

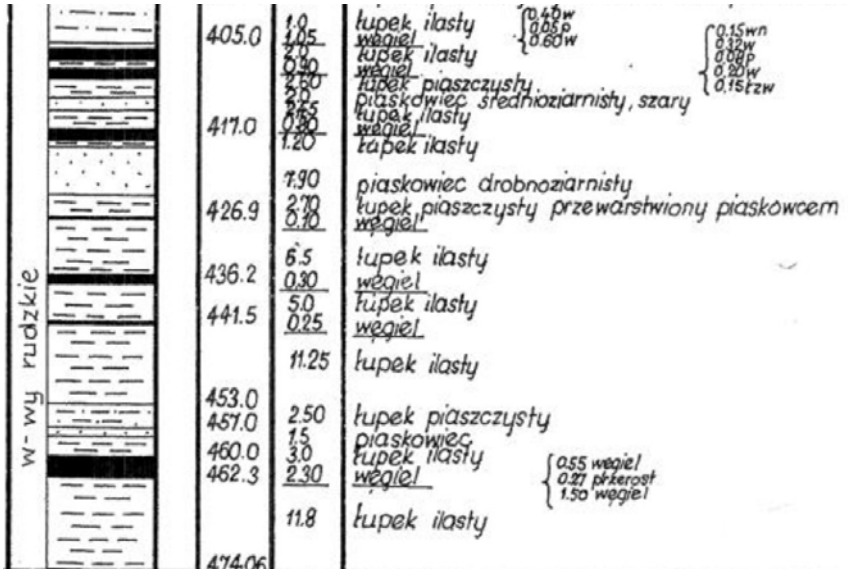
1. WPROWADZENIE

Szyby górnicze to kapitalne wyrobiska udostępniające złoża kopalin użytecznych w kopalniach głębinowych (podziemnych). Szyby górnicze oprócz funkcji wentylacyjnych (szyby wdechowe i wydechowa) pełnią kluczowe funkcje związane z zapewnieniem ciągłości ruchu kopalni - szyby wydobywcze, materiałowe, zjazdowe, podsadzkowe. W większości przypadków szyby pełnią jednocześnie kilka funkcji, jak w przypadku szybu „Aniołki” opisanego w tym artykule - szybu materiałowo-zjazdowo-podsadzkowego, a wentylacyjnie wydechowego. Zapewnienie prawidłowej eksploatacji szybu wymaga ciągłego i dokładnego monitoringu oraz oceny stanu technicznego jego obudowy, wlotów szybowych, wlotów do lunet szybowych, wlotu do kanału wentylacyjnego i prowadzenia niezwłocznych prac naprawczych w przypadku stwierdzenia wystąpienia uszkodzeń. Pomocnym narzędziem przy ocenie stanu obudowy mogą być metody wizualizacyjne, które w sposób precyzyjny przedstawiają niewielkie zmiany na licu obudowy szybowej [2]. Nieprzystąpienie do naprawy uszkodzonej obudowy szybowej może prowadzić do katastrofy górniczej, czego przykładem jest zawalenie się szybu „V” w ówczesnej kopalni „Szczygłowice” w 2008 roku [3]. Wychodząc naprzeciw zapobieżeniu tak drastycznym skutkom uszkodzeń obudowy szybowej, kopalnia „Knurów-Szczygłowice” na bieżąco prowadzi roboty naprawcze obudów szybów górniczych, jak również ich wlotów [1, 4, 5]. Przykładem rozwiązania technicznego naprawy uszkodzonej obudowy podszybia jest wlot szybowy na poziomie 450 przy szybie „Aniołki”. Kopalnia roboty naprawcze wykonała we własnym zakresie w oparciu o projekt techniczny opracowany przez rzeczoznawcę ds. ruchu zakładu górniczego w zakresie doboru obudowy szybowej [6].

2. CHARAKTERYSTYKA USZKODZENIA PODSZYBIA SZYBU „ANIOŁKI”

Szyb „Aniołki” jest szybem materiałowo-zjazdowo-podsadzkowym, a pod względem wentylacyjnym pełni funkcje szybu wydechowego. Jego drążenie rozpoczęto w 1959 roku, a zakończono w 1961 roku. Szyb na całej swej długości wynoszącej 474 m posiada przekrój kołowy, a jego średnica wynosi 6,0 m. Szyb został wykonany w obudowie murowej z betonitów, natomiast wloty szybowe na poziomie 250, 350 i 450 wykonano w obudowie murowej z cegły.

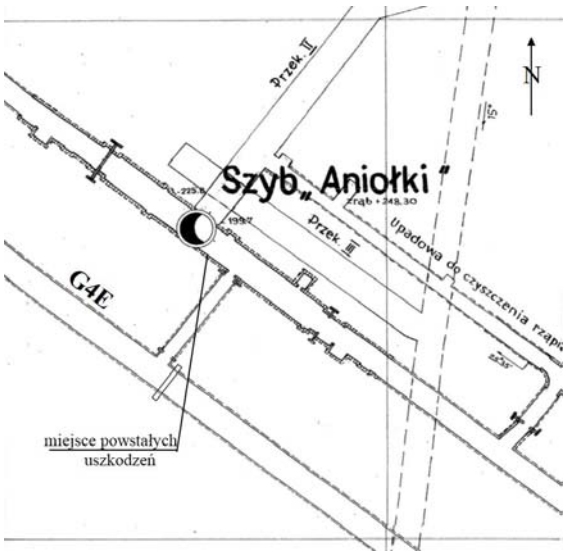
Profil otworu w którym następnie wykonano szyb „Aniołki” zawiera utwory czwartorzędowe, trzeciorzędowe oraz utwory karbońskie, które zostały wykształcone w postaci łupków ilastych i piaszczystych, piaskowców i pokładów węgla. W profilu szybu występują pokłady węgla zaliczone do warstw rudzkich, a mianowicie: pokłady 401/1, 401/2, 402 i 403/1. Profil skał w rejonie poziomu 450 przedstawiono na rysunku 1. Kąt zalegania warstw skalnych w przedmiotowym rejonie wynosi 25÷30°.



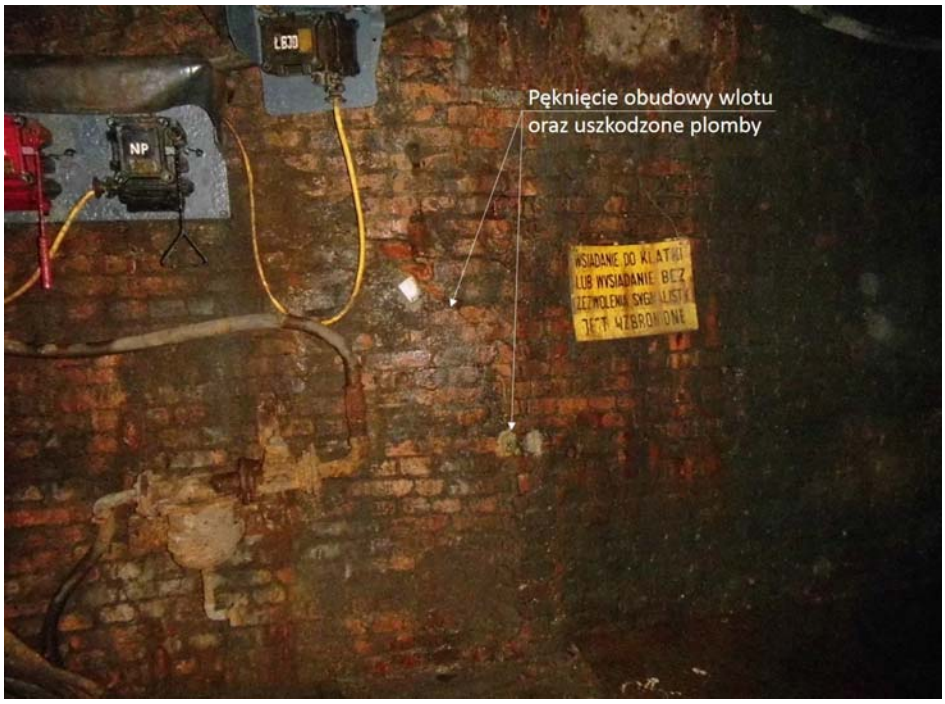
Rys. 1. Przekrój geologiczny skał w rejonie poziomu 450
Fig. 1. Geological section of rocks in zone of level 450

W latach 1956÷2013 w rejonie wyznaczonego filara ochronnego dla szybu „Aniołki” prowadzono eksploatację górniczą kilkunastu pokładów węgla warstw orzeskich i rudzkich systemami ścianowymi z zawałem stropu. Głębokość eksploatacji zawierała się pomiędzy 230 m, a 850 m.

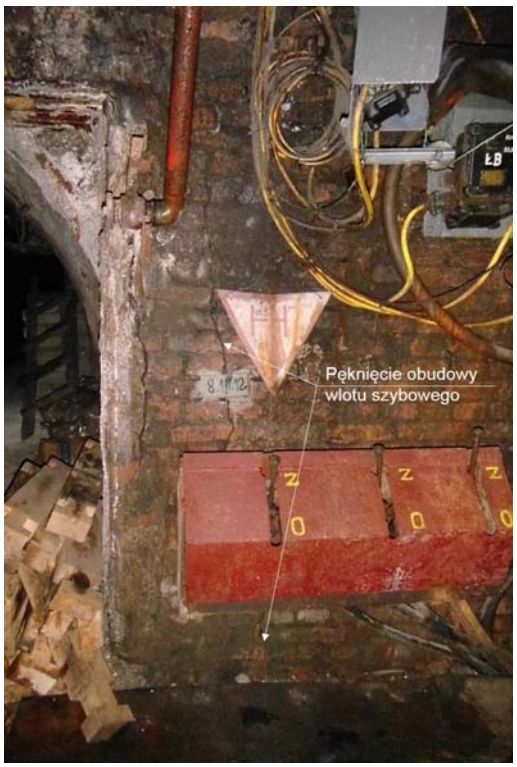
Pod koniec 2012 roku zaobserwowano wybrzuszenie obudowy podszybia na poziomie 450 oraz pęknięcia obudowy podszybia i „piwnicy przyszybowej” po stronie południowo-wschodniej w kierunku wspomnianej eksploatacji pokładów węgla. Monitoring tych uszkodzeń prowadzono poprzez zabudowę, a następnie obserwację plomb. Miejsce uszkodzeń obudowy podszybia przedstawiono na rysunku 2, a ich przykładowy widok na rysunkach 3÷5.



Rys. 2. Układ wyrobisk podszybia szybu „Aniołki" na poziomie 450
Fig. 2. Excavation system of shaft bottom "Aniołki" at level 450



Rys. 3. Widok pęknięcia oraz wybrzuszenia obudowy podszybia szybu „Aniołki" na poziomie 450
Fig. 3. View of cracks and bulging of shaft bottom support "Aniołki" at level 450



Rys. 4. Widok pęknięcia obudowy podszybia w rejonie przecinki łączącej do przekopu G4E
Fig. 4. View of break of shaft bottom support in area of cross-cut connecting to drift G4E



Rys. 5. Widok pęknięcia obudowy „piwnicy" podszybia szybu „Aniołki" na poziomie 450
Fig. 5. View of cracks and support „basement" of shaft bottom "Aniołki" at level 450

Za główną przyczynę powstałych uszkodzeń wlotu na poziomie 450 uznano:

- wysoką koncentrację naprężeń od wykonanej przecinki do przekopu G4E (rys. 2),
- prowadzoną eksploatację w rejonie filara ochronnego szybu „Aniołki",

- pełzanie skał zbudowanych z łupku ilastego, pokładów i cienkich wkładek węgla, (rys. 1),
- nawodnienie obmurza szybu spływającą wodą (duża wilgotność powietrza),
- niedostateczną wytrzymałość obudowy murowej podszybia,
- niesolidnie wykonane prace naprawcze muru „piwnicy przyszybowej".

3. ZARYS PRAC NAPRAWSZYCH USZKODZEŃ OBUDOWY PODSZYBIA

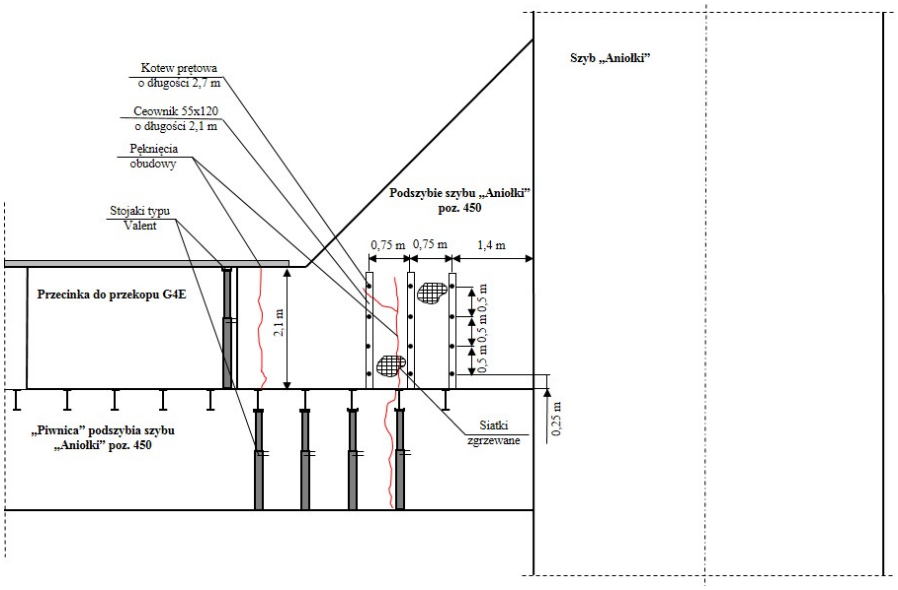
3.1. *Wstępne zabezpieczenie uszkodzeń*

Wstępne zabezpieczenie pęknięcia obudowy podszybia (rys. 3) zrealizowano za pomocą kotwi stalowych prętowych o średnicy φ22 mm, długości 2,7 m i o nośności 140 kN. Kotwie osadzono poprzez otwory w 3 rzędach ceowników o wymiarach 55 x 120 x 2100 w liczbie 4 kotwi przypadających na każdy ceownik w rozstawie co około 0,5 m. Pod ceowniki zabudowane zostały siatki stalowe zgrzewane. Kotwy stalowe osadzono w górotworze na typowych dwóch ładunkach klejowych. Wszystkie roboty wiertnicze wykonano przy pomocy wiertnicy WD-02 o napędzie pneumatycznym.

Pęknięcie obudowy podszybia w rejonie przecinki łączącej przekop G4E (rys. 4) zabezpieczono przez zabudowę stojaków typu Valent pod szyny stanowiące strop wlotu do przecinki łączącej. Obciążenie przedmiotowych szyn na obudowę podszybia uznano jako główną przyczynę pęknięcia obudowy podszybia w tym rejonie.

Zabezpieczenie dalszej propagacji pęknięcia obudowy „piwnicy przyszybowej" (rys. 5) wykonano przez zabudowę stojaków ciernych typu Valent bezpośrednio pod dwuteowniki przedmiotowej „piwnicy", stanowiących podstawę blach stalowych podszybia poziomu 450.

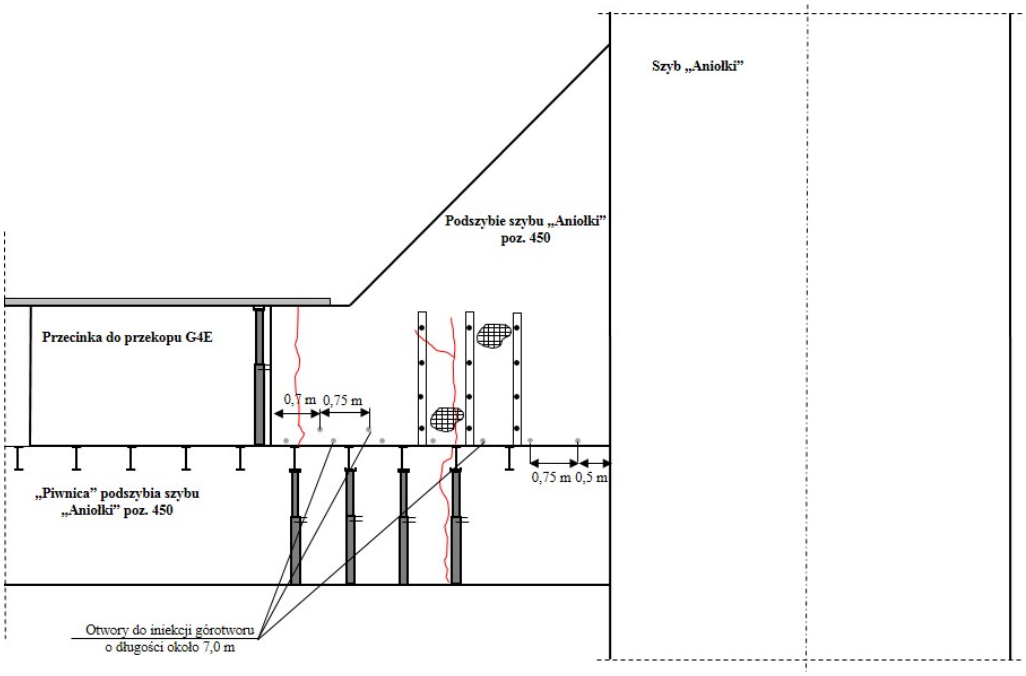
Całość wstępnego zabezpieczenia uszkodzeń obudowy podszybia szybu „Aniołki" na poziomie 450 przedstawiono na rysunku 6.



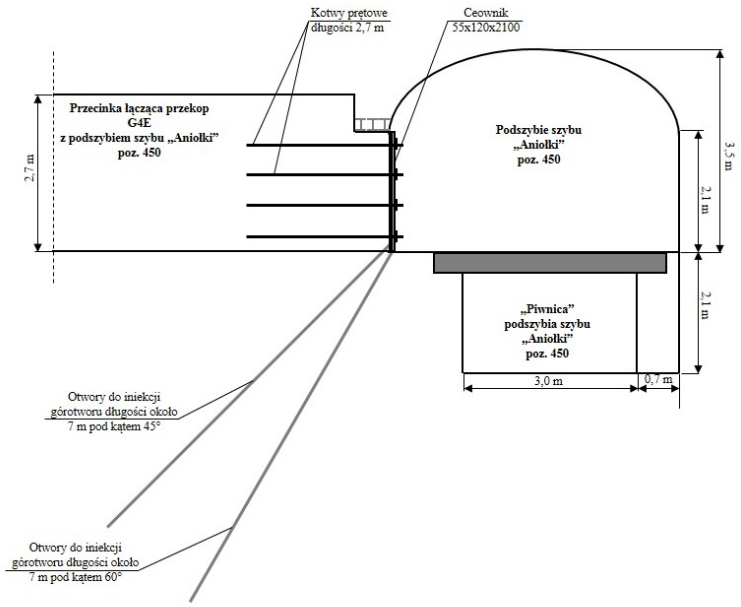
Rys. 6. Schemat wstępnego wzmocnienia uszkodzonego fragmentu obudowy podszybia szybu „Aniołki"
Fig. 6. Scheme of pre-reinforced destroyed element of shaft bottom support "Aniołki"

3.2. *Iniekcja górotworu rejonu podszybia*

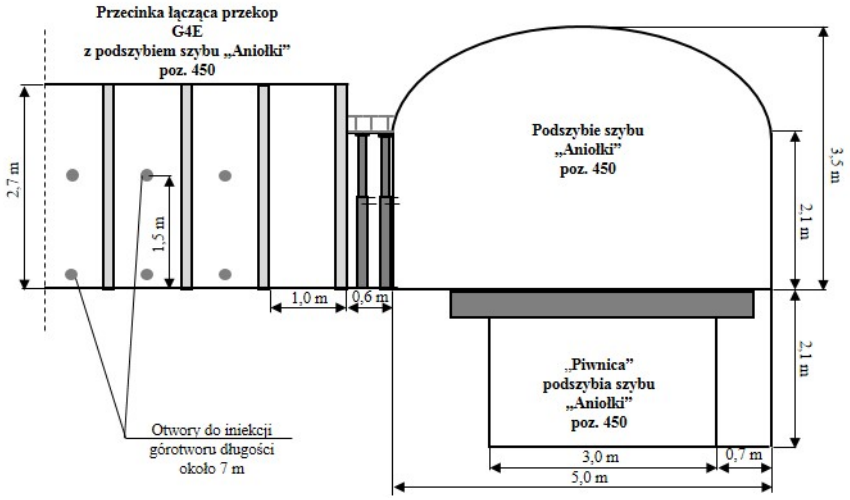
W trakcie wiercenia otworów kotwiowych dla kotwi stanowiących wstępne zabezpieczenie obudowy murowej podszybia, stwierdzono znaczne spękanie górotworu w rejonie podszybia, co było prawdopodobną przyczyną przemieszczania się warstw skalnych w kierunku wlotu szybowego. Przystąpiono do zabiegów iniekcyjnych górotworu przy użyciu mleczka ze spoiwa mineralnego dla wypełnienia i sklejenia wszystkich szczelin i spękań górotworu w rejonie uszkodzonego fragmentu obudowy podszybia. Mleczko ze spoiwa mineralnego podawano do górotworu poprzez otwory długości około 7 m wiercone z podszybia (rys. 7 i 8) oraz z przecinki łączącej (rys. 9 i 10). Do iniekcji górotworu wykorzystano mineralne spoiwo górnicze typu Cover TW 40 charakteryzujące się wysoką dynamiką narastania wytrzymałości w czasie i wysokiej wytrzymałości końcowej (po 28 dniach) rzędu około 46 MPa. Do zatłaczania spoiwa mineralnego użyto pompy WT-30 o napędzie pneumatycznym oraz głowicy uszczelniającej do wielokrotnego użytku GUW-1. Dodatkowo do otworów wierconych z podszybia w kierunku „piwnicy" wprowadzono po dwie kotwy stalowe długości 3,1 m, na które po związaniu spoiwa zabudowano podkładki stalowe i nakrętki (rys. 11). O stopniu spękania górotworu wokół przedmiotowego podszybia może świadczyć ilość wtłoczonego spoiwa mineralnego - do niektórych otworów wtłoczono po 200 litrów mleczka ze spoiwa Cover TW 40.



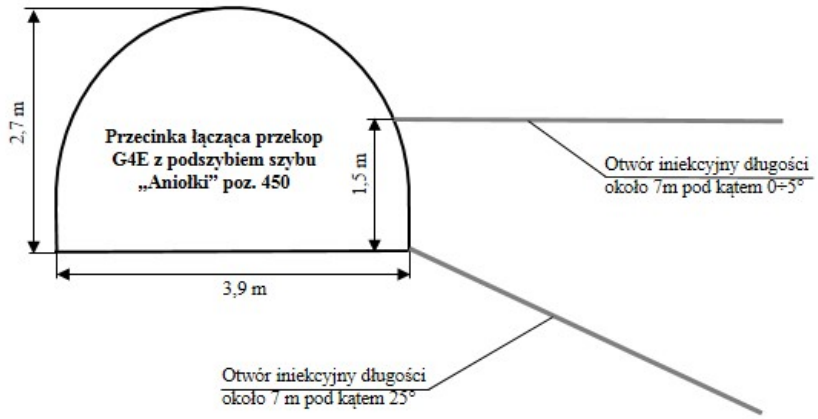
Rys. 7. Schemat rozmieszczenia otworów iniekcyjnych wierconych z podszybia – widok od strony podszybia
Fig. 7. Scheme of layout of injection holes drilled from the shaft bottom – a view from direction of shaft bottom



Rys. 8. Schemat rozmieszczenia otworów iniekcyjnych wierconych z podszybia – widok od strony przecinki łączącej
Fig. 8. Scheme of layout of injection holes drilled from the shaft bottom – a view from direction of crosscut



Rys. 9. Schemat rozmieszczenia otworów iniekcyjnych wierconych z przecinki łączącej – widok od strony przecinki łączącej
Fig. 9. Scheme of layout of injection holes drilled from the cross-cut – a view from direction of cross-cut



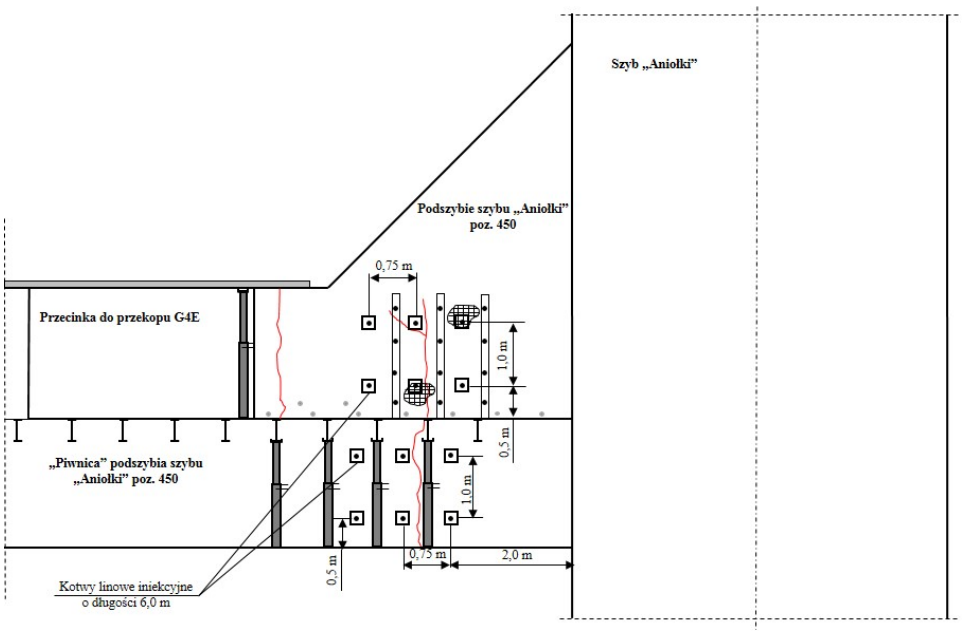
Rys. 10. Schemat rozmieszczenia otworów iniekcyjnych wierconych z przecinki łączącej – widok od strony podszybia
Fig. 10. Scheme of layout of injection holes drilled from the cross-cut – a view from direction of shaft bottom



Rys. 11. Widok wprowadzonej kotwi do otworu iniekcyjnego
Fig. 11. View of bolt installed in injection hole

3.3. *Wzmocnienie obudowy podszybia kotwami linowymi iniekcyjnymi*

Końcowy etap naprawy uszkodzonego fragmentu podszybia obejmował zabudowę kotwi linowych iniekcyjnych typu Hilti HTT-UXG o długości 6,0 m i nośności 570 kN. Kotwie osadzono na dwóch ładunkach klejowych i nadano naciąg wstępny o wielkości momentu ok. 500 Nm, a następnie kotwy poddano iniekcji przy użyciu specjalnego aplikatora zaprawy HTT-GA 800, poprzez otwór umieszczony w tulei (głowicy) kotwy. Spoiwo mineralne Cover TW 40 podano pompą WT-30. Kotwy osadzono w otworach wykonanych z podszybia oraz „piwnicy przyszybowej". Schemat rozmieszczenia kotwi HTT-UXG przedstawia rysunek 12, a ich widok rysunek 13.



Rys. 12. Schemat rozmieszczenia kotwi linowych typu HTT-UHG
Fig. 12. Scheme of layout of stand bolts type HTT-UHG



Rys. 13. Widok osadzonej kotwi linowej typu HTT-UHG w obudowie murowej podszybia
Fig. 13. View of stand bolt type HTT-UHG in brick support of shaft bottom

PODSUMOWANIE

Bezpieczne użytkowanie szybów górniczych wiąże się niejednokrotnie z prowadzeniem bieżących napraw uszkodzonych fragmentów ich obmurza bądź wlotów szybowych. Naprawa uszkodzonych fragmentów obudowy szybowej wiąże się często ze zleceniem takich napraw specjalistycznym podmiotom obcym wykonującym roboty szybowe.

Przykładem naprawy uszkodzonego fragmentu obudowy podszybia wykonanego przez kopalnię we własnym zakresie są prace remontowe przeprowadzone dla poprawy stanu technicznego wlotu szybowego szybu „Aniołki" na poziomie 450. Zakres prowadzonych prac remontowych objął przede wszystkim wykonanie zabiegów iniekcyjnych górotworu w rejonie stwierdzonych uszkodzeń obudowy murowej podszybia, co pozwoliło na wypełnienie i sklejenie szczelin i spękań górotworu. Zastosowanie kotwi linowych iniekcyjnych stanowiących ostatni etap prac remontowych pozwoliło na ich pewne osadzenie w górotworze, jak również pozwoliło je zabezpieczyć przed zjawiskiem korozji w aspekcie czasu użytkowania szybu „Aniołki".

Wykonana naprawa obudowy murowej podszybia szybu „Aniołki" pozwala na dalszą bezpieczną eksploatację przedmiotowego szybu z uwzględnieniem prowadzenia pomiarów i obserwacji dalszego zachowania się obudowy podszybia na poziomie 450, a zwłaszcza w przypadku prowadzenia eksploatacji górniczej w rejonie filara ochronnego dla szybu „Aniołki".

LITERATURA

[1] Bobek R., Śledź T., Ratajczak A., Lekan W., Głuch P. 2015: Repair of Shaft Brick Lining within Clay-Stone Zone and Proposal of Alteration of the Polish Standard PN-G-14002:1997. International Mining Forum 2015, Cracow, str. 177–186.

[2] Kleta H.: Praca zbiorowa 2013: Wizualizacja metody wspomagania oceny stanu technicznego i bezpieczeństwa obudowy szybu z wykorzystaniem cyfrowej analizy obrazu. Monografia. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej.

[3] Kleta H. 2013: Zasady bezpieczeństwa szybów i ich odporność na oddziaływania górnicze. Monografia. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej.

[4] Ratajczak A., Bobek R., Śledź T., Głuch P. 2015: Doświadczenia w ograniczaniu skutków wpływu eksploatacji na wyrobiska górnicze. Przegląd Górniczy, nr 10, str. 59–67.

[5] Wardas A., Lekan W., Głuch P. 2015: Application of Steel Segments in the Reinforcement of Shaft Lining at a Section of Sandwater Area. International Mining Forum 2015, Cracow, str. 177–196.

[6] Projekt naprawy obudowy podszybia szybu "Aniołki" na poz. 450 w KWK "Knurów-Szczygłowice" Ruch Knurów wraz z nazdorem autorskim. „Pro-Kom" Przedsiębiorstwo Projektowo-Wdrożeniowe Piotr Głuch, Paniówki, 2013 r. (niepublikowane).

Repair of Shaft Inset "Aniołki" at Level 450 in KWK "Knurów-Szczygłowice"

Mine shafts excavations are a key to ensure continuity of the operation of each mine. Their long-term nature of existence and safe operation requires the conduct intensified monitoring of the technical condition of the support and the shaft inset, and thus conduct current repairs of the damaged fragments using available technologies. The article shows the technology of repair the damaged fragment of the shaft inset "Aniołki" at level 450. The sequence was showed of execution of the various phases of mining repair, used materials and equipment for repair of the inset shaft.

Analiza przydatności programu Studio 5D Planner do planowania i harmonogramowania produkcji w kopalniach rud miedzi

Małgorzata Bielakowicz, Jerzy Grzesiński, Ewa Rugała
KGHM Polska Miedź S.A. O/ZG „Lubin”

STRESZCZENIE: W artykule przedstawiono próbę wykorzystania programu Studio 5d Planner do planowania i harmonogramowania produkcji na tle stanu dotychczasowego z wykorzystaniem programu MicroStation i arkusza kalkulacyjnego Excel.

SŁOWA KLUCZOWE: Górnictwo miedziowe, planowanie produkcji, harmonogramowanie produkcji

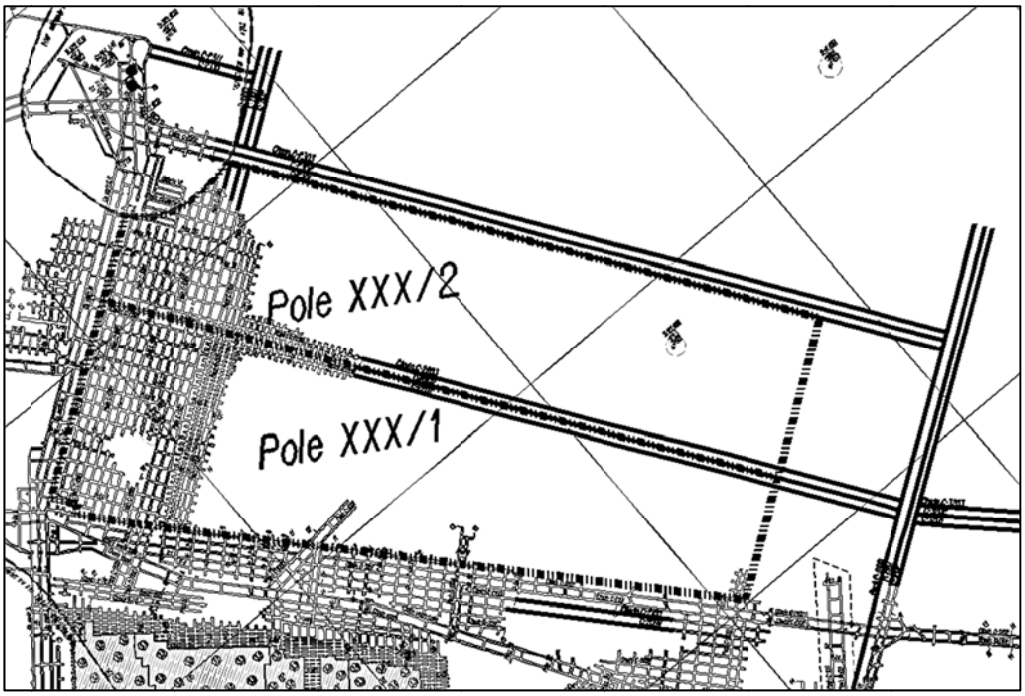
1. WSTĘP

W kopalniach rudy miedzi wykonuje się wielorakie plany produkcji. Są to plany krótkoterminowe – miesięczne, roczne oraz plany wieloletnie – 5-latki, 10-latki i do sczerpania złoża. Obecnie trwają próby zastosowania programu Studio 5d Planner firmy Datamine do sporządzania planów wieloletnich, a szczególnie do planów 5-letnich.

2. STAN DOTYCHCZASOWY

Plany 5-letnie sporządzane są przez Działy Technologii Górniczej (TR), a następnie przekazywane do Działów Geologicznych kopalń, w celu określenia parametrów planowanej produkcji.

Podczas procesu planowania i harmonogramowania produkcji określane są granice poszczególnych parcel eksploatacyjnych, kolejność ich wybierania oraz kierunki wiązek wyrobisk udostępniających i przygotowawczych. Sporządza się to na mapach wyrobisk górniczych w plikach MicroStation.



Rys. 1. Planowane parcele eksploatacyjne i wyrobiska udostępniająco-przygotowawcze
Figure 1. Planned exploitations fields and mine workings

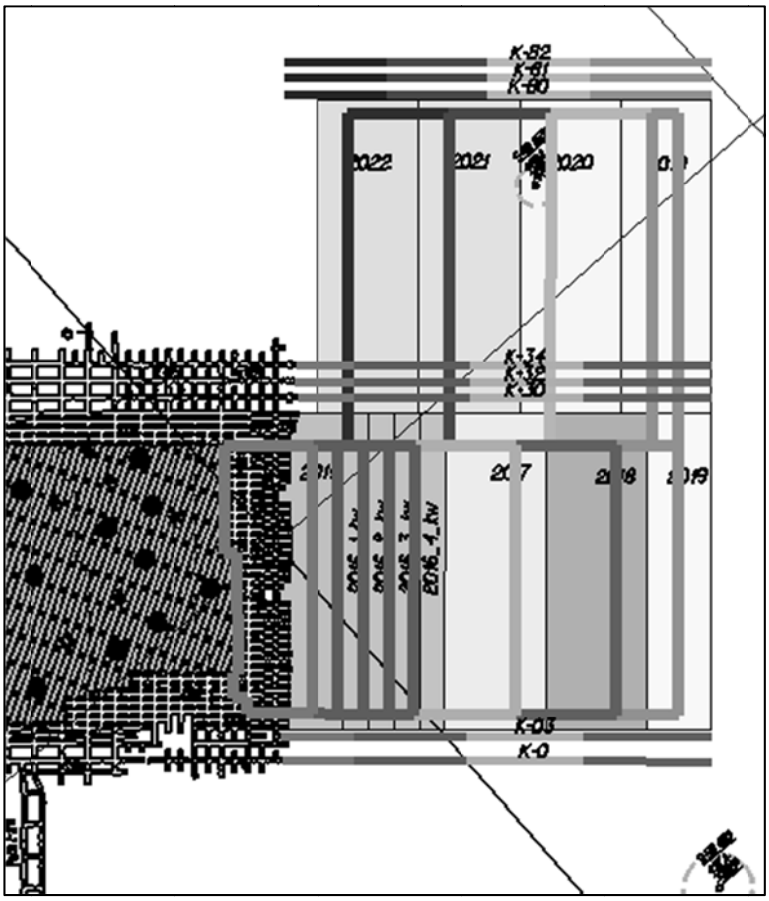
Po otrzymaniu informacji dotyczących planowanego wydobycia dobowego przez oddziały górnicze, udziału wydobycia w poszczególnych parcelach eksploatacyjnych, kalendarza na lata wykonywanego planu, uśrednionych parametrach dotyczących złoża w parcelach, w Działach TR określa się harmonogram produkcji. Do tego celu wykorzystywany jest arkusz kalkulacyjny Excel, ponadto w O/ZG „Polkowice-Sieroszowice" specjalna aplikacja – PlanEksp.

Tabela 1. Przykład obliczania powierzchni planowanej do wybrania
Table 1. Example of calculating the area planned for exploitation

Oddział	wyd. dob. w.w. [Mg/d]	Ilość dni w roku	wyd. rocz. w.w. [Mg/rok]	wyd. rocz. w.s. [Mg/rok]	ciężar wł. [Mg/m^3]	furta eksp l. [m]	straty	powierzchnia [m^2]	powierzchnia ze stratami [m^2]
G-1	3 000	260	780 000	733 980	2.4	3	1.1	101 942	112 136
G-2	4 100	260	1 066 000	1 003 106	2.4	3.2	1.1	130 613	143 674
G-4	3 500	260	910 000	856 310	2.4	3.3	1.1	108 120	118 932
G-5	2 800	260	728 000	685 048	2.4	3	1.2	95 146	114 175

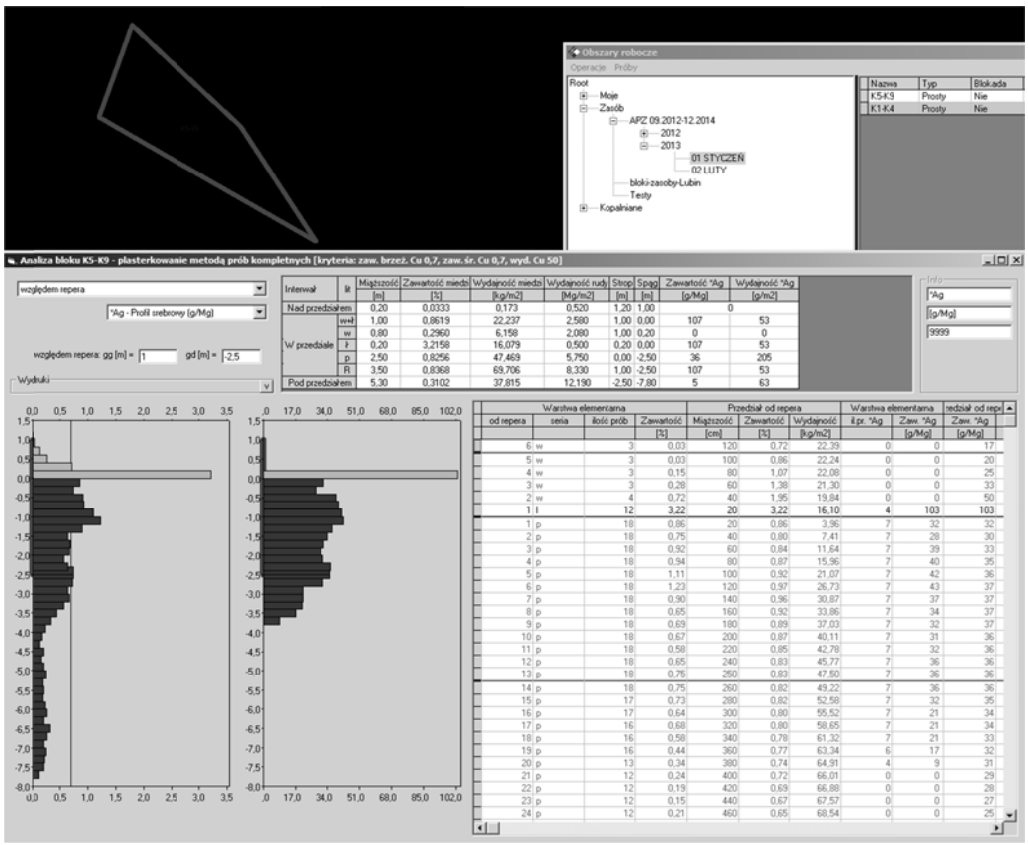
Po dokonaniu obliczeń w arkuszu kalkulacyjnym – osobno dla każdego oddziału wydobywczego, otrzymane dane dotyczące powierzchni planowanej do wybrania w danym roku, odmierzane są w plikach MicroStation, które stanowią mapę planu produkcji. Osobno przedstawiane są zakresy rozcinki w danej parceli oraz zakresy parceli podlegające likwidacji.

Harmonogram wykonywania wyrobisk udostępniająco-przygotowawczych dokonywany jest również przy pomocy arkusza kalkulacyjnego, na podstawie informacji dotyczących planowanych dla danego wykonawcy zakresów metrów bieżących w danym roku. Harmonogram sporządzany jest dla robót wykonywanych przez oddziały własne oraz wykonywanych systemem zleconym. Obliczone w arkuszu zakresy wyrobisk przedstawiane są następnie na mapie planu produkcji.



Rys. 2. Plan produkcji oddziału przedstawiony na mapie wyrobisk górniczych
Figure 2. Unit mining production plan presented on a mine workings map

Kolejnym krokiem w procesie planowania i harmonogramowania produkcji jest określenie przez służby geologiczne parametrów jakościowych produkcji.



Rys. 3. Obliczenia w module analitycznym SHH
Figure 3. Calculations in analytical module SHH

Za pomocą aplikacji – moduł analityczny firmy SHH, geolodzy określają te parametry dla każdej parceli rocznej, łącznie z obwiedniami, które obejmują wyrobiska udostępniająco-przygotowawcze, na podstawie prób, które znajdują się w danej parceli – bloczku geologicznym. Miąższość, zawartość % Cu, zawartość Ag [g/Mg], zawartość % Pb określane są dla poszczególnych warstw litologicznych, a także dla furty eksploatacyjnej, którą w tym miejscu można uszczegółowić.

Następnie obliczone dane przenoszone są do arkuszy kalkulacyjnych Excel, gdzie sporządzane są zbiorcze zestawienia, najpierw dla poszczególnych oddziałów. Wykonywane są one w rozbiciu na okresy planowe, a także w rozbiciu na poszczególne parametry jakościowe produkcji. Wynikiem przeprowadzanych kolejno obliczeń jest zbiorczy arkusz dla całej kopalni przedstawiający plan produkcji na cały okres planowy.

Tabela 2. Przykładowy plan produkcji górniczej
Table 2. Example of the mining production plan

Parametr	J.m.	2016	2017	2018	2019	2020
Wydobycie urobku w.w. - dni "czarne"	Mg/d					
ruch		39 000	39 000	39 000	39 000	39 000
firmy		1 000	1 000	1 000	1 000	1 000
RAZEM	Mg/d	40 000	40 000	40 000	40 000	40 000
Liczba dni "czarnych"	dni	250	250	250	250	250
Liczba dni wolnych 1 - zm	dni					
Liczba dni wolnych 2 - zm	dni	65	65	65	65	65
Liczba dni wolnych 3 - zm	dni					
Liczba dni wolnych 4 - zm	dni					
Razem		**282.50**	**282.50**	**282.50**	**282.50**	**282.50**
Wydobycie urobku [w.w. dni "czarne"]	Mg	10 000 000	10 000 000	10 000 000	10 000 000	10 000 000
Wydobycie urobku [w.w. dni "wolne"]	Mg	1 000 000	1 000 000	1 000 000	1 000 000	1 000 000
Wydobycie urobku [w.w. ogółem]	**Mg**	**11 000 000**	**11 000 000**	**11 000 000**	**11 000 000**	**11 000 000**
Wilgotność urobku	%	7	7	7	7	7
Wydobycie urobku [w.s]	Mg	10 230 000	10 230 000	10 230 000	10 230 000	10 230 000
Zawartość Cu w urobku	%	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5
Ilość Cu w urobku	**Mg**	**130 000**	**130 000**	**130 000**	**130 000**	**130 000**
Zawartość Ag w urobku	g/Mg	80	80	80	80	80
Ilość Ag w urobku	kg	700 000	700 000	700 000	700 000	700 000
Zawartość Pb w urobku	%	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5
Ilość Pb w urobku	Mg	55 000	55 000	55 000	55 000	55 000
Wydobycie kopaliny						
Udział skały otaczajacej w urobku	%	15	15	15	15	15
Ilość skały otaczającej w.s	Mg	1 500 000	1 500 000	1 500 000	1 500 000	1 500 000
Wydobycie kopaliny w.s.	Mg	8 730 000	8 730 000	8 730 000	8 730 000	8 730 000
Wysyłka urobku do ZWR						
Wysyłka urobku [w.w. Ogółem]	Mg	11 000 000	11 000 000	11 000 000	11 000 000	11 000 000
Wysyłka urobku [Zaw. H_2O]	%	7	7	7	7	7
Wysyłka urobku [w.s.]	Mg	10 230 000	10 230 000	10 230 000	10 230 000	10 230 000
Wysyłka urobku [Zaw. Cu]	%	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5
Wysyłka urobku [Cu]	Mg	130 000	130 000	130 000	130 000	130 000
Wysyłka urobku [Zaw. Ag]	g/Mg	80	80	80	80	80
Wysyłka urobku [Ag]	kg	700 000	700 000	700 000	700 000	700 000
Wysyłka urobku [Zaw. Pb]	%	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5
Wysyłka urobku [Pb]	Mg	55 000	55 000	55 000	55 000	55 000

Jeśli podczas obliczeń jakościowych okaże się, że nie są spełnione założenia planu, wówczas korygowane są przez pracowników Działu Technologii Górniczej zakresy eksploatacji w danych okresach, a następnie nowe parcele wracają do ponownych obliczeń do Działów Geologicznych.

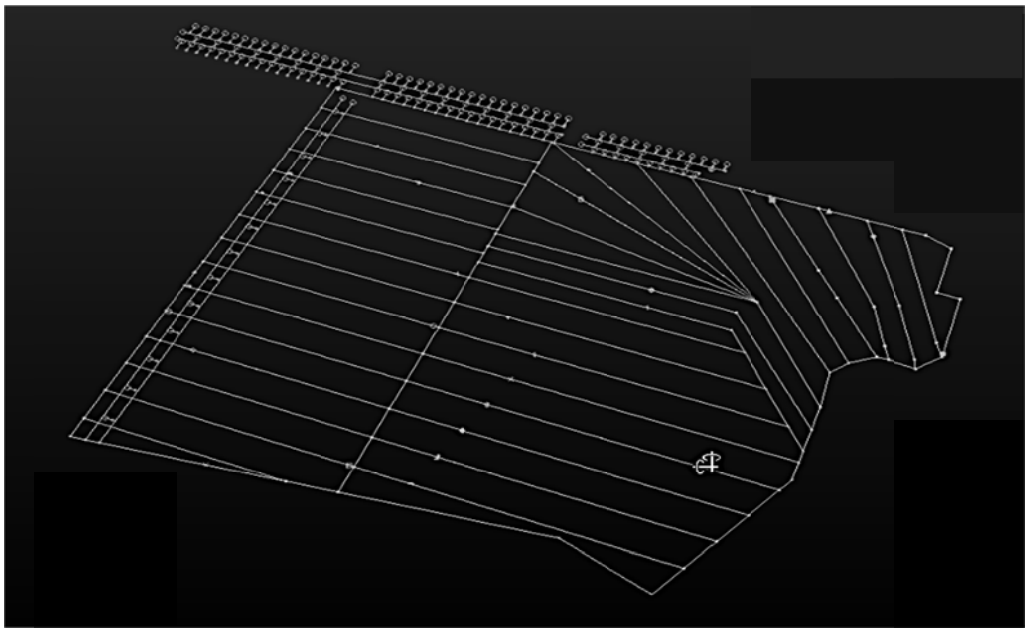
3. WYKORZYSTANIE PROGRAMU Studio 5d Planner DO PLANOWANIA I HARMONOGRAMOWANIA PRODUKCJI

Proces sporządzania planów produkcji przy wykorzystaniu programu Studio 5d Planner składa się z trzech części. W pierwszej kolejności należy przygotować dane wejściowe, stanowiące podstawę planu. Następnie należy wykonać ściśle określony w Studio 5d Planner ciąg czynności, które w rezultacie umożliwią realizację ostatniej części procesu, czyli opracowanie harmonogramu produkcji oraz przedstawienie graficzne planu.

Przygotowanie danych wejściowych, czyli pierwszy etap planowania, polega na wykonaniu w programie MicroStation obrysu parcel eksploatacyjnych oraz narysowaniu osi projektowanych wyrobisk wraz z łączącymi je przecinkami i wnękami planowanymi do wykonania z tych wyrobisk.

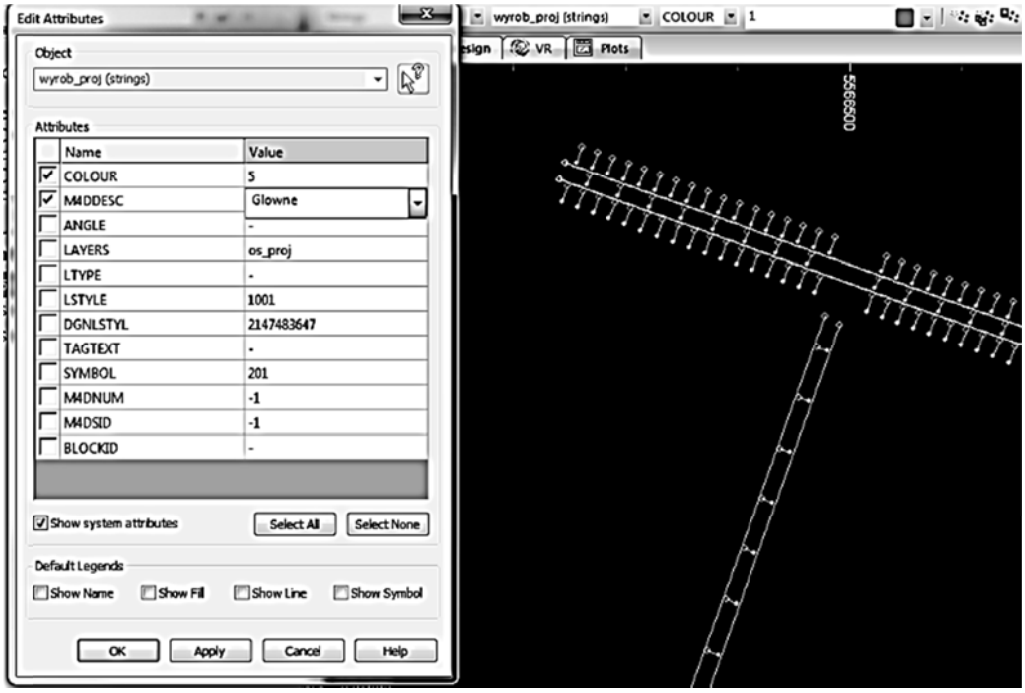
Przygotowane pliki w MicroStation zawierają obrysy pól eksploatacyjnych. Wskazane jest, aby plan wykonywać dla niewielu parcel (najlepiej dla jednego oddziału) w jednym projekcie s5dp. Pole eksploatacyjne powinno być podzielone na mniejsze parcelki, tak dobrane, aby można na nich pokazać kierunek przesuwającego się frontu eksploatacyjnego z jego wszystkimi zmianami. Podział należy tak wykonać, aby utworzona parcelka mogła być wybrana w ciągu około 1–2 miesięcy.

Przygotowane w MicroStation muszą być również pliki z projektowanymi wyrobiskami, czyli z osiami wszystkich wyrobisk, które będą drążone, czyli wyrobisk z przecinkami i wnękami. Osie przecinek i wnęk nie mogą zostać pokazane w całości (jak w metodzie aktualnie stosowanej), tylko muszą być odsunięte od osi głównych wyrobisk o połowę ich szerokości.



Rys. 4. Zaimportowane do Studio 5d Planner obrysy parcel i osie wyrobisk korytarzowych
Figure 4. Imported into Studio 5d Planner contoures of exploitations fields and axes of mine workings

Tak przygotowane pliki muszą zostać wyeksportowane do Studio 5d Planner. Następnie należy je tak dostosować, aby program rozróżniał poszczególne rodzaje projektowanych wyrobisk oraz parcel. Jednemu rodzajowi (np. wiązce) wyrobisk należy nadać odrębną nazwę (nazwy z MicroStation nie są odczytywane, gdyż nie są powiązane z wyrobiskami, nie są one obiektami) oraz nadać odrębny kolor i rodzaj symbolu zakończenia linii. Nadanie nazwy, koloru i symboliki dotyczy również wydzielonych parcelek eksploatacyjnych.

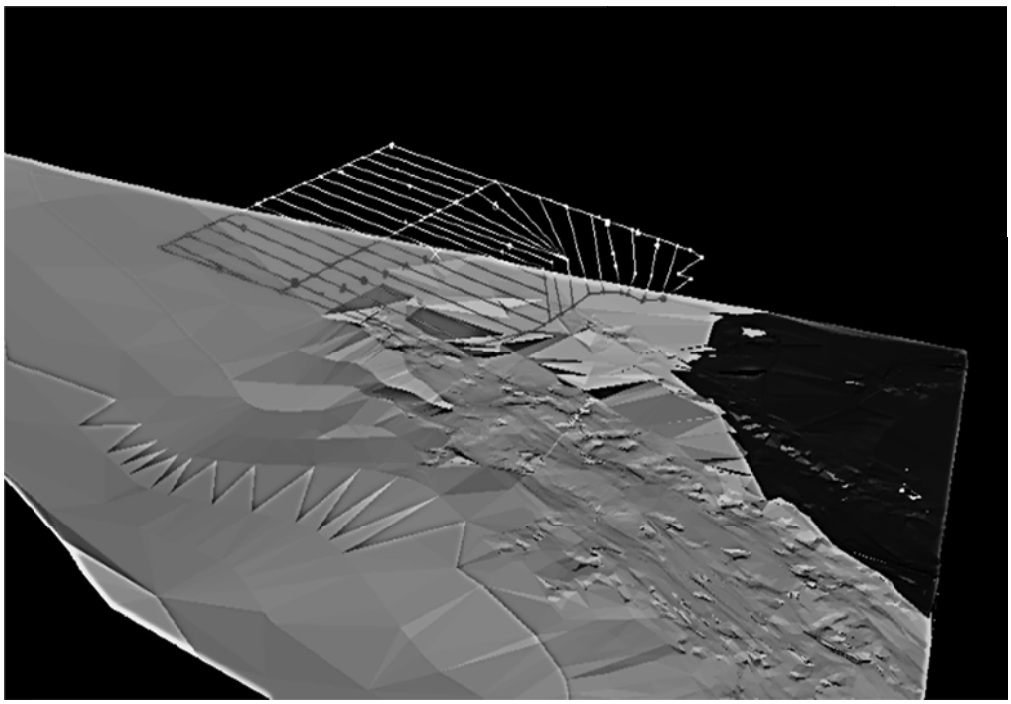


Rys. 5. Nadanie atrybutów poszczególnym grupom wyrobisk
Figure 5. Giving attributes to individual groups of mine workings

Po przygotowaniu danych początkowych możemy przejść do procesu planowania w Studio 5d Planner.

W następnych krokach procesu określenia planu produkcji wykorzystywane są dane geologiczne, czyli: granice złoża, granice warstw litologicznych oraz jakościowy model złoża. Danych tych dostarczają Działy Geologiczne.

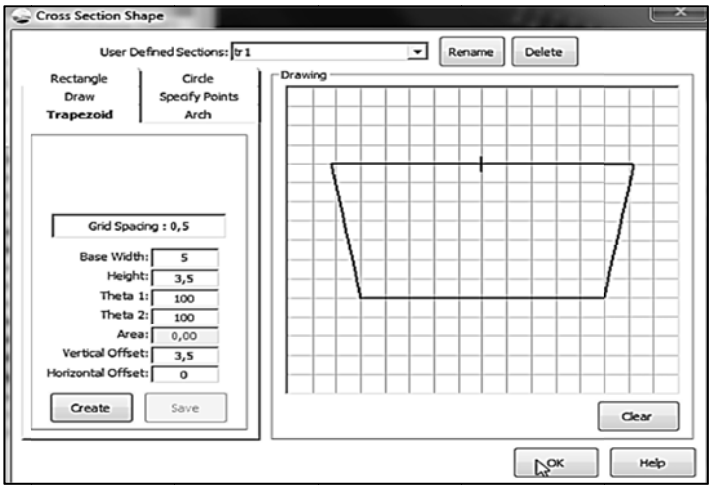
Przygotowane pliki z parcelami i projektowanymi wyrobiskami są rzutami na powierzchnię płaską. Kolejnym krokiem przygotowywania planu jest zrzutowanie osi wyrobisk na powierzchnię, po której prowadzony będzie strop – wygenerowane połączenie powierzchni odniesienia w skałach węglanowych i stropu złoża. Na tą powierzchnię rzutowane są również obrysy parcel eksploatacyjnych. Dodatkowo obrysy parcel są rzutowane na wygenerowaną powierzchnię: spągu złoża i minimalnej wysokości wyrobisk eksploatacyjnych. Zrzutowane powierzchnie stropowe i spągowe parcel eksploatacyjnych należy połączyć w jednym pliku, tak, aby powstały obrysy poszczególnych bloczków eksploatacyjnych.



Rys. 6. Obrysy parcel eksploatacyjnych przed zrzutowaniem na powierzchnię stropu złoża
Figure 6. Contoures of exploitations fields before projection to Surface of copper deposit ceiling

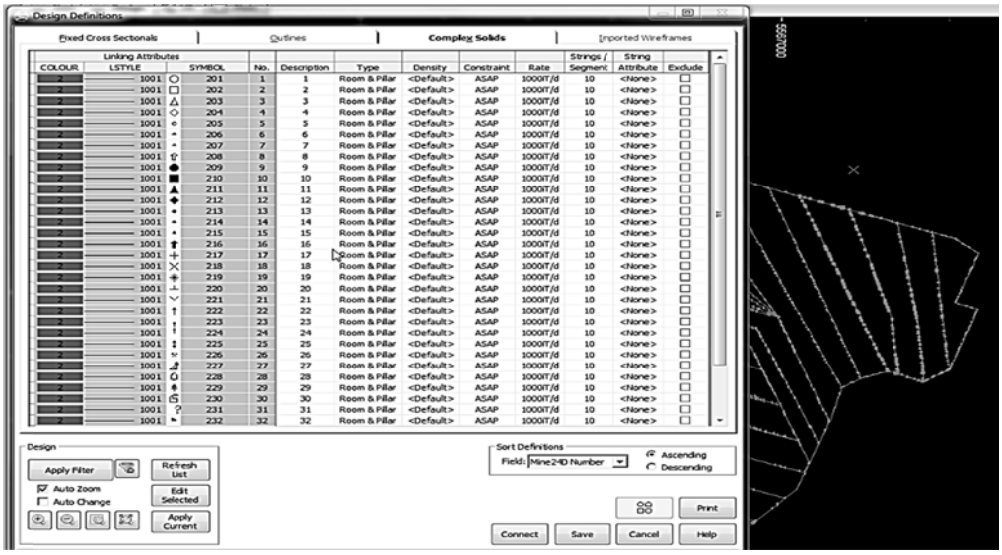
Następnie należy w Studio 5d Planner, w ustawieniach programu, dobrać założenia planu. Wybieramy metodę tworzenia parcel. Wybieramy pliki, które stanowią osie wyrobisk i parcele eksploatacyjne. Następnie przechodzimy do zakładki Conventions, gdzie we właściwościach wprowadzamy interesujące nas parametry produkcji, czyli np. zawartość miedzi, srebra czy ołowiu. W zakładce Geology wskazujemy, z jakiego modelu blokowego złoża będziemy korzystali i w jakiej kolejności mają następować obliczenia. Ważne szczególnie w przypadku, gdy najpierw wykonywane są wyrobiska przygotowawcze, a następnie roboty eksploatacyjne. Wybrane złoże musi zostać odjęte z modelu złoża, aby nie było podwójnie raportowane. Ostatnim krokiem przygotowania ustawień projektu jest określenie nazwy harmonogramu i wybranie – w przypadku, gdy taki mamy – wzorca harmonogramu.

Następnie przechodzimy do zdefiniowania założeń dla projektowanych wyrobisk. Należy określić przekrój planowanego wyrobiska. Wyrobiska w kopalniach rud miedzi wykonywane są w przekroju trapezowym. W programie możemy utworzyć dowolny przekrój, również trapezowy o określonej szerokości pod stropem, wysokości oraz odchyleniu ociosów.



Rys. 7. Przykładowy przekrój poprzeczny wyrobiska
Figure 7. Exemplary cross section of mine working

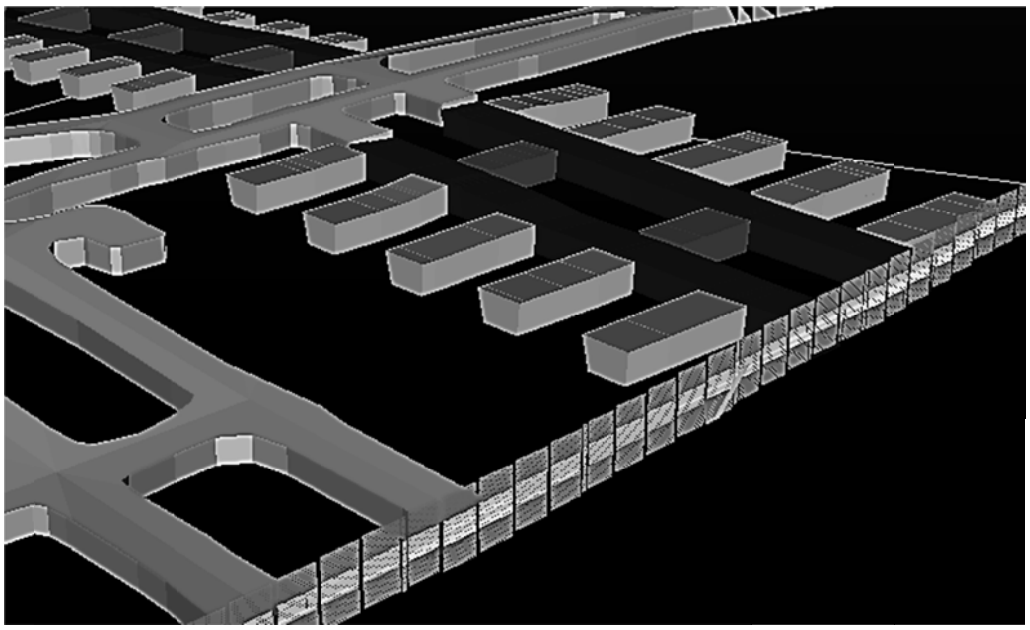
Następnym założeniem jest ustalenie postępu pojedynczego wyrobiska (w mb), który wykorzystywany będzie przy harmonogramowaniu. Założenia należy również przyjąć dla parcel eksploatacyjnych. Dokonuje się wyboru systemu eksploatacyjny (w przypadku kopalń rudy miedzi – komorowo-filarowy) i przede wszystkim zakładane wydobycie z parceli eksploatacyjnej.



Rys. 8. Ustalenie parametrów parcel eksploatacyjnych
Figure 8. Determining parameters of exploitations fields

Kolejnym krokiem jest wygenerowanie przez Studio 5d Planner płaszczyzn stropowych, spągowych i ociosowych bloczków eksploatacyjnych i projektowanych wyrobisk.

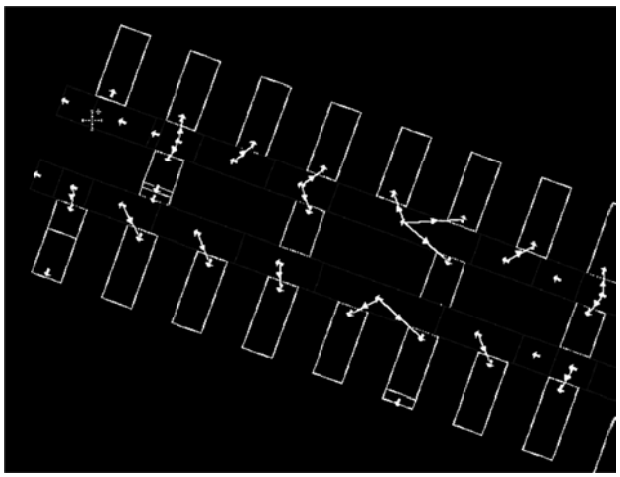
Następnie należy przeprowadzić „przepytanie" modelu blokowego złoża, czyli przeprowadzić obliczenia dotyczące parametrów ilościowych i jakościowych planowanego do wybrania złoża. Program oblicza dane wzięte z modelu blokowego złoża dotyczące najpierw wyrobisk przygotowawczych, następnie odejmuje je od modelu blokowego złoża i następnie przelicza dane dotyczące parcel eksploatacyjnych. Ostatecznie z przeprowadzonego tzw. „przepytania" otrzymujemy arkusz z zawartymi w nim danymi co do ilości urobku, zawartości Cu, Ag w poszczególnych częściach wyrobisk i parcelkach eksploatacyjnych.



Rys. 9. Widok modelu złoża wraz z projektowanymi wyrobiskami
Figure 9. View of copper deposit model with projected mine workings

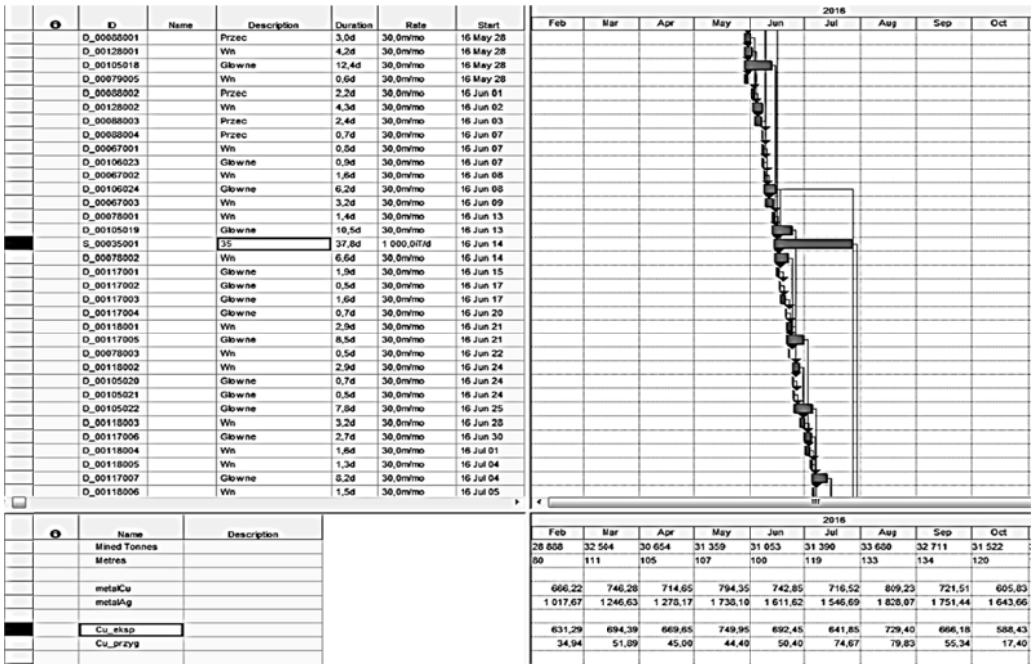
Po takim przygotowaniu danych wejściowych oraz opisaniu założeń do planu produkcji możemy przejść do stworzenia harmonogramu produkcji.

Pierwszym krokiem harmonogramowania jest określenie kolejności wykonywania poszczególnych projektowanych części wyrobisk czy parcelek. Należy pokazać kolejność wykonywania każdej podstawowej części wyrobisk (zależność element pierwszy – element kolejny). W innym przypadku, będzie wykonywany od określonej daty początkowej. Po narysowaniu zależności wskazane jest sprawdzenie tych zależności, żeby na tym etapie wychwycić ewentualne błędy w kolejności wykonywania wyrobisk i je poprawić.



Rys. 10. Określenie kolejności wykonywania wyrobisk
Figure 10. Specify order drill mine workings

Tak przygotowany projekt planu wysyłamy do odrębnego programu o nazwie EPS, również firmy Datamine, czyli do modułu z harmonogramem.



	ID	Name	Description	Duration	Rate	Start
	D_00088001		Przec	3,0d	30,0m/mo	16 May 28
	D_00128001		Wn	4,2d	30,0m/mo	16 May 28
	D_00105018		Glowne	12,4d	30,0m/mo	16 May 28
	D_00079005		Wn	0,6d	30,0m/mo	16 May 28
	D_00088002		Przec	2,2d	30,0m/mo	16 Jun 01
	D_00128002		Wn	4,3d	30,0m/mo	16 Jun 02
	D_00088003		Przec	2,4d	30,0m/mo	16 Jun 03
	D_00088004		Przec	0,7d	30,0m/mo	16 Jun 07
	D_00067001		Wn	0,8d	30,0m/mo	16 Jun 07
	D_00106023		Glowne	0,9d	30,0m/mo	16 Jun 07
	D_00067002		Wn	1,6d	30,0m/mo	16 Jun 08
	D_00106024		Glowne	6,2d	30,0m/mo	16 Jun 08
	D_00067003		Wn	3,2d	30,0m/mo	16 Jun 09
	D_00078001		Wn	1,4d	30,0m/mo	16 Jun 13
	D_00105019		Glowne	10,5d	30,0m/mo	16 Jun 13
	S_00035001		35	37,8d	1 000,0/T/d	16 Jun 14
	D_00078002		Wn	6,6d	30,0m/mo	16 Jun 14
	D_00117001		Glowne	1,9d	30,0m/mo	16 Jun 15
	D_00117002		Glowne	0,5d	30,0m/mo	16 Jun 17
	D_00117003		Glowne	1,6d	30,0m/mo	16 Jun 17
	D_00117004		Glowne	0,7d	30,0m/mo	16 Jun 20
	D_00118001		Wn	2,9d	30,0m/mo	16 Jun 21
	D_00117005		Glowne	8,5d	30,0m/mo	16 Jun 21
	D_00078003		Wn	0,5d	30,0m/mo	16 Jun 22
	D_00118002		Wn	2,9d	30,0m/mo	16 Jun 24
	D_00105020		Glowne	0,7d	30,0m/mo	16 Jun 24
	D_00105021		Glowne	0,5d	30,0m/mo	16 Jun 24
	D_00105022		Glowne	7,8d	30,0m/mo	16 Jun 25
	D_00118003		Wn	3,2d	30,0m/mo	16 Jun 28
	D_00117006		Glowne	2,7d	30,0m/mo	16 Jun 30
	D_00118004		Wn	1,6d	30,0m/mo	16 Jul 01
	D_00118005		Wn	1,3d	30,0m/mo	16 Jul 04
	D_00117007		Glowne	8,2d	30,0m/mo	16 Jul 04
	D_00118006		Wn	1,5d	30,0m/mo	16 Jul 05

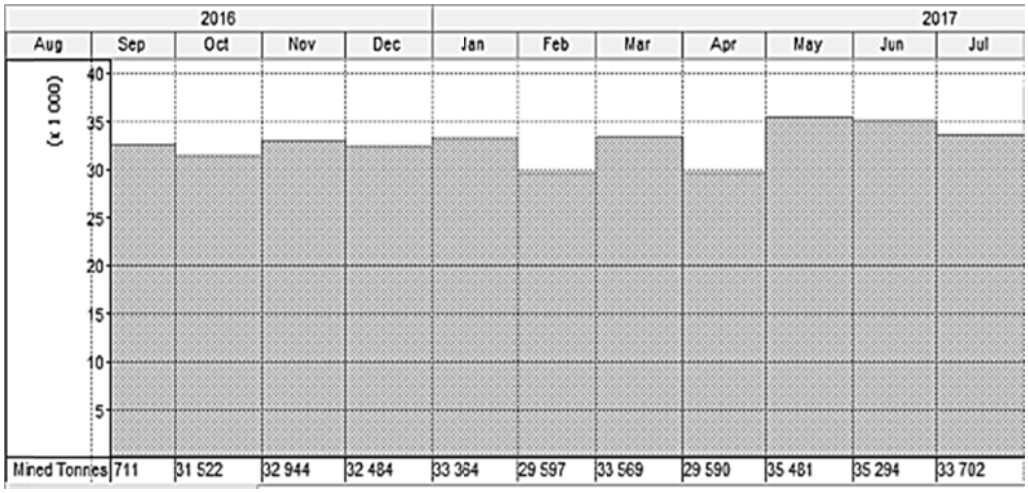
	Name	Description
	Mined Tonnes	
	Metres	
	metalCu	
	metalAg	
	Cu_eksp	
	Cu_przyg	

2016								
Feb	Mar	Apr	May	Jun	Jul	Aug	Sep	Oct
28 808	32 564	30 654	31 359	31 053	31 390	33 609	32 711	31 522
80	111	105	107	100	119	133	134	120
666,22	746,28	714,65	794,35	742,85	716,52	809,23	721,51	605,83
1 017,67	1 246,63	1 278,17	1 738,10	1 611,62	1 546,69	1 828,07	1 751,44	1 643,66
631,29	694,39	669,65	749,95	692,45	641,85	729,40	666,18	588,43
34,94	51,89	45,00	44,40	50,40	74,67	79,83	55,34	17,40

Rys. 11. Harmonogram w programie EPS
Figure 11. Schedule in EPS program

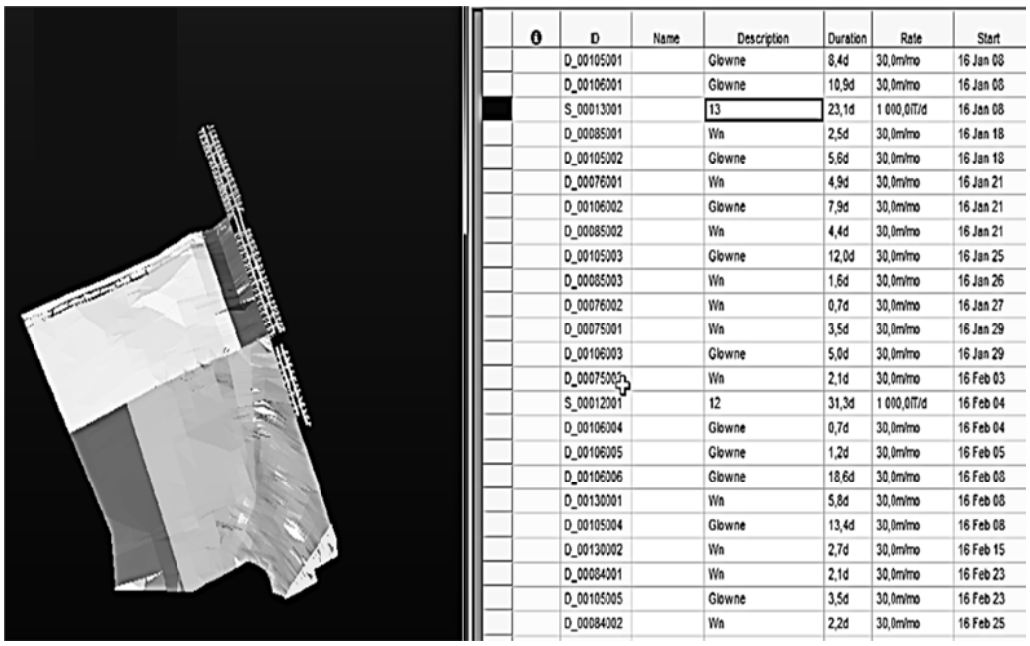
Harmonogram w programie EPS przedstawiany jest w postaci czterech okien. W lewej górnej części umieszczony jest wykaz wszystkich zadań planu wraz z ich postępem dla wyrobisk i wydobyciem dla parcel, wynikowo otrzymujemy dane na temat czasu wykonania danego zadania i momentu, kiedy rozpocznie się wykonanie tego zadania. W prawej górnej części mamy wykres Gantta, w którym przedstawiono zależności czasowe wszystkich zadań. W dolnej części harmonogramu zamieszczone są interesujące nas wyniki obliczeń, dotyczące planu produkcji, np. ilość urobku, jaki będzie wydobyty, wykonanie wyrobisk w metrach bieżących, ilość wydobytej miedzi czy srebra. Możemy ustalać różne wynikowe parametry planu np. ilość miedzi w rozbiciu na wyrobiska eksploatacyjne i przygotowawcze. Przedstawiać wyniki planu możemy w różnym ujęciu czasowym, np. rocznym lub miesięcznym.

W EPS-ie możemy również tworzyć wykresy. Dowolnie można wybierać takie wykresy, korzystając z dostępnych wyników obliczeń.



Rys. 12. Wielkość planowanego wydobycia z parcel eksploatacyjnych w poszczególnych miesiącach
Figure 12. Size of planned mining of exploitations fields in months

EPS (harmonogram) jest ściśle połączony z mapą w Studio 5d Planner, gdzie możemy w łatwy sposób wybierając z harmonogramu dane zadanie zobaczyć je na mapie.



	ID	Name	Description	Duration	Rate	Start
	D_00105001		Glowne	8,4d	30,0m/mo	16 Jan 08
	D_00106001		Glowne	10,9d	30,0m/mo	16 Jan 08
	S_00013001		13	23,1d	1 000,0iT/d	16 Jan 08
	D_00085001		Wn	2,5d	30,0m/mo	16 Jan 18
	D_00105002		Glowne	5,6d	30,0m/mo	16 Jan 18
	D_00076001		Wn	4,9d	30,0m/mo	16 Jan 21
	D_00106002		Glowne	7,9d	30,0m/mo	16 Jan 21
	D_00085002		Wn	4,4d	30,0m/mo	16 Jan 21
	D_00105003		Glowne	12,0d	30,0m/mo	16 Jan 25
	D_00085003		Wn	1,6d	30,0m/mo	16 Jan 26
	D_00076002		Wn	0,7d	30,0m/mo	16 Jan 27
	D_00075001		Wn	3,5d	30,0m/mo	16 Jan 29
	D_00106003		Glowne	5,0d	30,0m/mo	16 Jan 29
	D_00075002		Wn	2,1d	30,0m/mo	16 Feb 03
	S_00012001		12	31,3d	1 000,0iT/d	16 Feb 04
	D_00106004		Glowne	0,7d	30,0m/mo	16 Feb 04
	D_00106005		Glowne	1,2d	30,0m/mo	16 Feb 05
	D_00106006		Glowne	18,6d	30,0m/mo	16 Feb 08
	D_00130001		Wn	5,8d	30,0m/mo	16 Feb 08
	D_00105004		Glowne	13,4d	30,0m/mo	16 Feb 08
	D_00130002		Wn	2,7d	30,0m/mo	16 Feb 15
	D_00084001		Wn	2,1d	30,0m/mo	16 Feb 23
	D_00105005		Glowne	3,5d	30,0m/mo	16 Feb 23
	D_00084002		Wn	2,2d	30,0m/mo	16 Feb 25

Rys. 13. Przykładowy harmonogram w programie EPS wraz z jego wizualizacją w Studio 5d Planner
Figure 13. Exemplary schedule in EPS program with visualization in Studio 5d Planner

Powiązanie ze sobą EPS-u ze Studio 5d Planner pozwala na dokonywanie korekt tylko w jednym programie, a następnie na przesyłanie je do drugiego.

Tak przeprowadza się proces planowania i harmonogramowania produkcji dla jednego oddziału. Po wykonaniu poszczególnych projektów dla wszystkich oddziałów, możemy je połączyć, tak, aby otrzymać plan produkcji dla całej kopalni.

4. KORZYŚCI ZASTOSOWANIA Studio 5d Planner

- Pozyskiwanie w procesie planowania i harmonogramowania produkcji danych z modelu geologicznego złoża.
- Powiązanie mapy planu produkcji z harmonogramem.
- Możliwość raportowania wyników planu produkcji w różnych wariantach.
- Zautomatyzowanie wykonywania planu produkcji.
- Możliwość uzyskania dokładnych harmonogramów dla planów krótkoterminowych (przy założeniu istnienia projektów szczegółowych).

5. WADY ZASTOSOWANIA Studio 5d Planner

- Konieczność przygotowywania plików z projektowanymi polami i wyrobiskami w MicroStation i zaimportowania ich do programu Studio 5d Planner.
- Pojawiające się błędy przy generowaniu powierzchni stropowych i spągowych parcel eksploatacyjnych oraz skrzyżowań wyrobisk korytarzowych.
- Konieczność upraszczania modelu blokowego złoża w celu skrócenia czasu obliczeń.
- Brak możliwości eksportowania opracowanego planu do MicroStation w celu sporządzenia wersji papierowej planu produkcji.
- Bardzo duża pracochłonność przygotowania danych wejściowych.
- Bardzo duża czasochłonność przeprowadzenia procesu planowania, szczególnie przy wprowadzaniu zmian w założeniach.
- Przy obecnie stosowanych mocach obliczeniowych możliwość tworzenia planu produkcji jedynie dla pojedynczych oddziałów.

PODSUMOWANIE

Program DataMine nie jest dokładnie przystosowany do tworzenia planów wieloletnich. Opiera się on przede wszystkim na wykonanym projekcie wszystkich planowanych wyrobisk, czyli należy wykonać projekty szczegółowe eksploatacji dla wszystkich parcel zakładanych do wybrania w planie wieloletnim. Dla parcel planowanych, np. do wybrania za 5 lat nie wykonuje się obecnie projektów szczegółowych. Dotyczy to również wyrobisk, w planie ruchu projektuje się schematycznie kierunki wiązek wyrobisk, w większości nie przedstawiając ich na mapach z przecinkami i wnękami. Należy podkreślić, że opisywany program ma lepsze zastosowanie dla planów krótkoterminowych.

Opracowanie planu i harmonogramu w Studio 5d Planner i EPS-ie jest bardzo pracochłonne i czasochłonne. A dodatkowo, w przypadku konieczności wprowadzenia korekt w planie, cały proces należy powtórzyć od początku.

LITERATURA

[1] Dokumentacja programów Studio 5d Planner i EPS firmy Datamine.
[2] Materiały wewnętrzne KGHM Polska Miedź S.A.

Usefulness Analysis of the Studio 5D Planner for Planning and Scheduling of Production in Copper Mines

The paper presents an attempt how to use Studio 5d Planner for planning and scheduling production on the background of state to date using MicroStation and Excel.

Wybór typu skrzyżowania wyrobisk korytarzowych przecinających się pod ostrym kątem



Arkadiusz Jończyk
TAURON Wydobycie S.A.

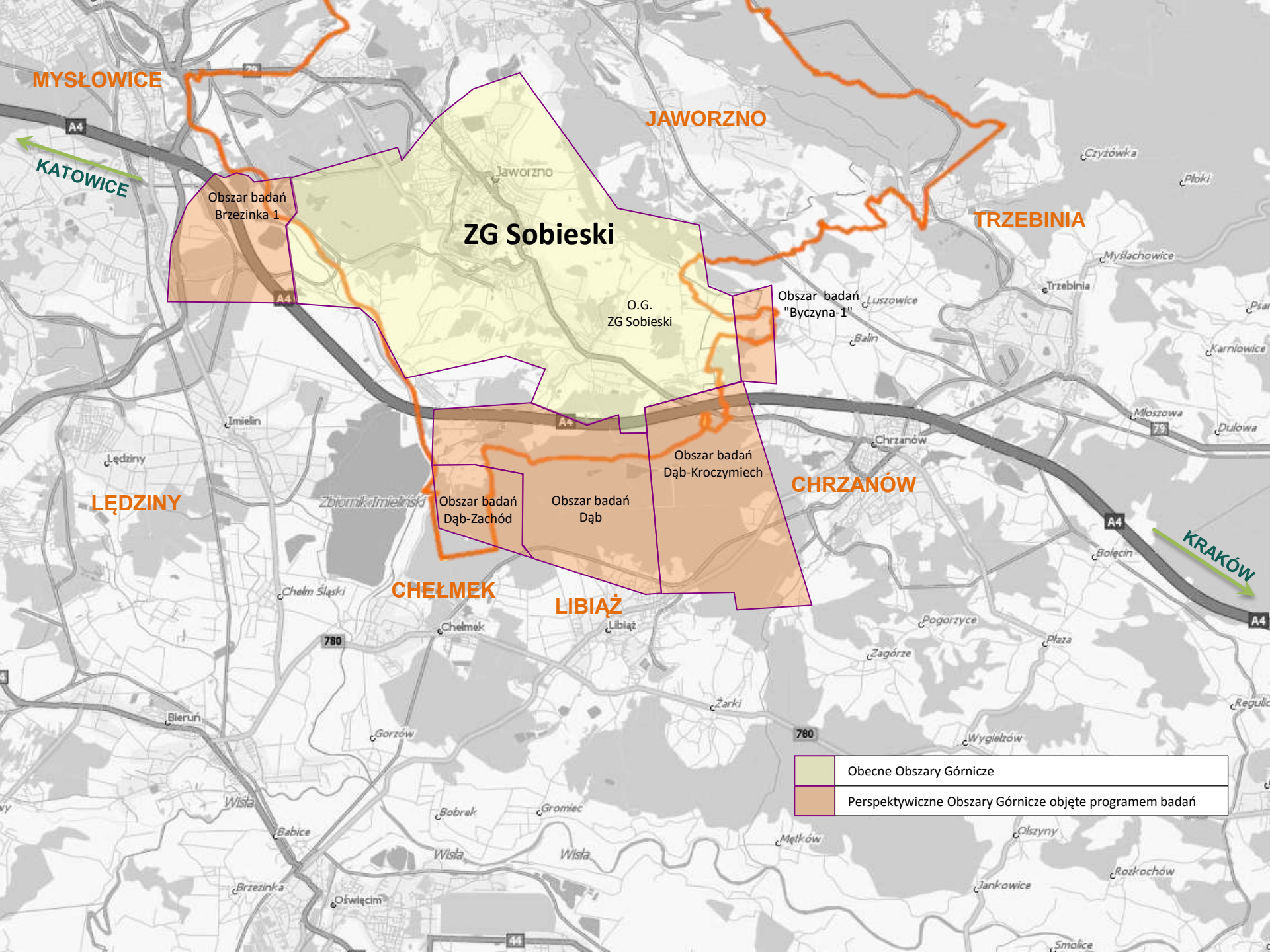
Piotr Orzeł
NOWE BRZESZCZE GRUPA TAURON Sp. z o.o.

Grzegorz Stacha
Politechnika Śląska

Wstęp

Zakład Górniczy Sobieski jest jedną z dwóch kopalń funkcjonujących w grupie TAURON Wydobycie, a w niedalekiej przyszłości najprawdopodobniej struktura ta zostanie powiększona o trzeci zakład górniczy, który od stycznia 2016 roku funkcjonuje pod nazwą NOWE BRZESZCZE GRUPA TAURON Sp. z o.o.

Obszar złoża węgla kamiennego ZG Sobieski położony jest we wschodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Teren górniczy znajduje się w obszarze administracyjnym trzech miast: Jaworzna, Chrzanowa i Mysłowic, a wielkość obszaru na którym prowadzi się eksploatację złoża objętego obszarem górniczym wynosi ok. 59,43 km^2.


MYSŁOWICE
JAWORZNO
KATOWICE
TRZEBINIA
ZG Sobieski
O.G.
ZG Sobieski
Obszar badań
Brzezinka 1
Obszar badań
"Byczyna-1"
Obszar badań
Dąb-Kroczymiech
Obszar badań
Dąb-Zachód
Obszar badań
Dąb
LĘDZINY
CHRZANÓW
CHEŁMEK
LIBIĄŻ
KRAKÓW
Obecne Obszary Górnicze
Perspektywiczne Obszary Górnicze objęte programem badań

ZG Sobieski zatrudnia obecnie ok. 2800 pracowników.

Wydobycie za 2015 rok wyniosło:

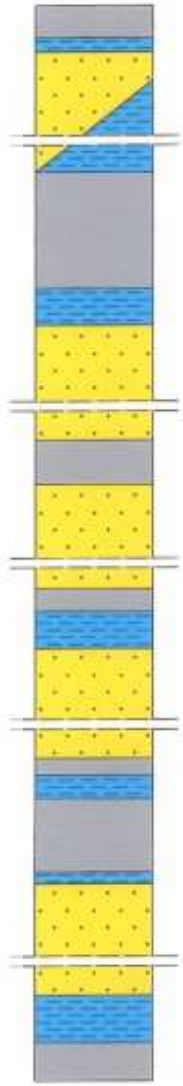
- 2 300 000 ton netto,
- 3 696 000 ton brutto.

Wydobycie węgla prowadzone jest w pokładach 304, 304/2, 207 i 209, a w perspektywie wykonywane będą prace przygotowawcze pozwalające prowadzić eksploatację w pokładach 301 i 212.

Pokłady w ZG Sobieski

Pokład	Miąższość [m]	Głębokość zalegania	Typ węgla	Rc węgla [Mpa]
207	2,4- 5,7	(+120) – (-480)	Węgiel energetyczny typu 31.1	11,89 – 22,66
209	2,1- 4,1	(+20) – (-540)	Węgiel energetyczny typu 31.1	19,93 – 29,95
304 **304/2**	0,4- 1,5 1,5- 2,1	(-384) – (- 418)	Węgiel energetyczny typu 31.1	30,9 – 36,75
301	1,7- 2,5	(-20) – (-130)	Węgiel energetyczny typu 31.1	22,8
212	0,7- 3,8	(-220) – (-420)	Węgiel energetyczny typu 31.1	-

PROFIL GEOLOGICZNY POKŁADU 207, 209
ORAZ WARSTW STROPOWYCH I SPĄGOWYCH
PARTIA BYCZYNA CENTRUM



1,35 m (0,3 ÷ 2,4 m) węgiel kamienny pokł. 206

48,95 m (44,1 ÷ 53,8 m) piaskowiec + łupek ilasty

Rc = 21,23 MPa

4,9 m (4,1 ÷ 5,7 m) węgiel kamienny pokł. 207

Rc = 22,66 MPa

1,55 m (0,4 ÷ 2,7 m) łupek ilasty

Rc = 24,91 MPa

36 ,15 m (33,3 ÷ 39,0 m) piaskowiec

1,85m (1,8 ÷ 1,9 m) węgiel kamienny pokł. 208

21,5 m (2,8 ÷ 15,0 m) piaskowiec

1,0 m (0,8 ÷ 1,1 m) węgiel kamienny pokł. 208/2

1,55 m (0,3 ÷ 2,8 m) łupek ilasty

19,5 m (18,0 ÷ 21,0 m) piaskowiec

Rc = 24,00 MPa

0,7 m (0,0 ÷ 1,4 m) węgiel kamienny pokł. 209 w-wa górna

1,0 m (0,3 ÷ 1,7 m) łupek ilasty

Rc = 29,95 MPa

3,15 m (2,2 ÷ 4,1 m) węgiel kamienny pokł. 209

0,5 m łupek ilasty

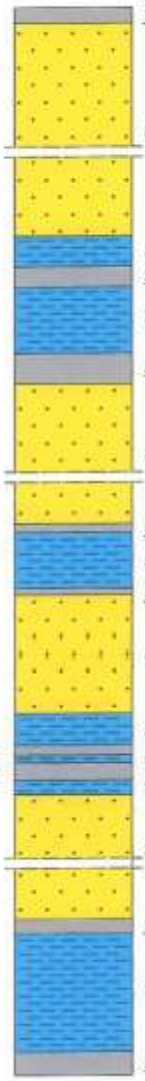
Rc = 23,45 MPa

52,7 m piaskowiec

2,0 m łupek ilasty

1,6 m węgiel kamienny pokł. 211

PROFIL GEOLOGICZNY POKŁADU 301, 304/2
ORAZ WARSTW STROPOWYCH I SPĄGOWYCH
PARTIA PODŁĘŻE - S



1,6 m węgiel kamienny pokł. 214

80,8 m (74,1 ÷ 87,5 m) piaskowiec

Rc = 12,50 MPa

3,2 m (0,0 ÷ 6,4 m) łupek ilasty

Rc = 22,80 MPa

2,15 m (1,9 ÷ 2,4 m) węgiel kamienny pokł. 301

7,0 m (4,1 ÷ 9,9 m) łupek ilasty

Rc = 16,63 MPa

3,2 m węgiel kamienny pokł. 302

34,25 m (33,0 ÷ 35,5 m) piaskowiec

0,9 m (0,6 ÷ 1,2 m) węgiel kamienny pokł. 303/1

5,9 m (5,0 ÷ 6,8 m) łupek ilasty

0,65 m (0,4 ÷ 0,9 m) węgiel kamienny pokł. 303/2

12,5 m (10,0 ÷ 15,0 m) piaskowiec

Rc = 20,62 MPa

Rc = 30,90 MPa

3,35 m (2,0 ÷ 4,7 m) łupek ilasty

1,05 m (0,9 ÷ 1,2 m) węgiel kamienny pokł. 304

0,8 m (0,6 ÷ 1,0 m) łupek ilasty

1,8 m (1,5 ÷ 2,1 m) węgiel kamienny pokł. 304/2

1,55 m (0,4 ÷ 2,7 m) łupek ilasty

Rc = 21,59 MPa

25,0 m (24,0 ÷ 26,0 m) piaskowiec

1,5 m (0,1 ÷ 2,9 m) węgiel kamienny pokł. 310

12,5 m (12,0 ÷ 13,0 m) łupek ilasty

2,4 m węgiel kamienny pokł. 312

Sposób eksploatacji w ZG Sobieski zdeterminowany jest specyfiką zalegania złoża

- bardzo duże zawodnienie złoża,
- węgiel o bardzo dużą skłonności do samozapalenia,
- stosunkowo płytka eksploatacja,
- silne wstrząsy wywoływane robotami górniczymi w wysokich partiach górotworu - rejon zaliczony do I stopnia zagrożenia tąpaniami (za wyjątkiem pokładu 304/2),
- brak zagrożenia metanowego,
- brak zagrożenia wyrzutami gazów i skał,
- brak zagrożenia wybuchem pyłu węglowego,
- prowadzenie wydobycia poniżej poziomu udostępnienia w rejonie „Piłsudski”.

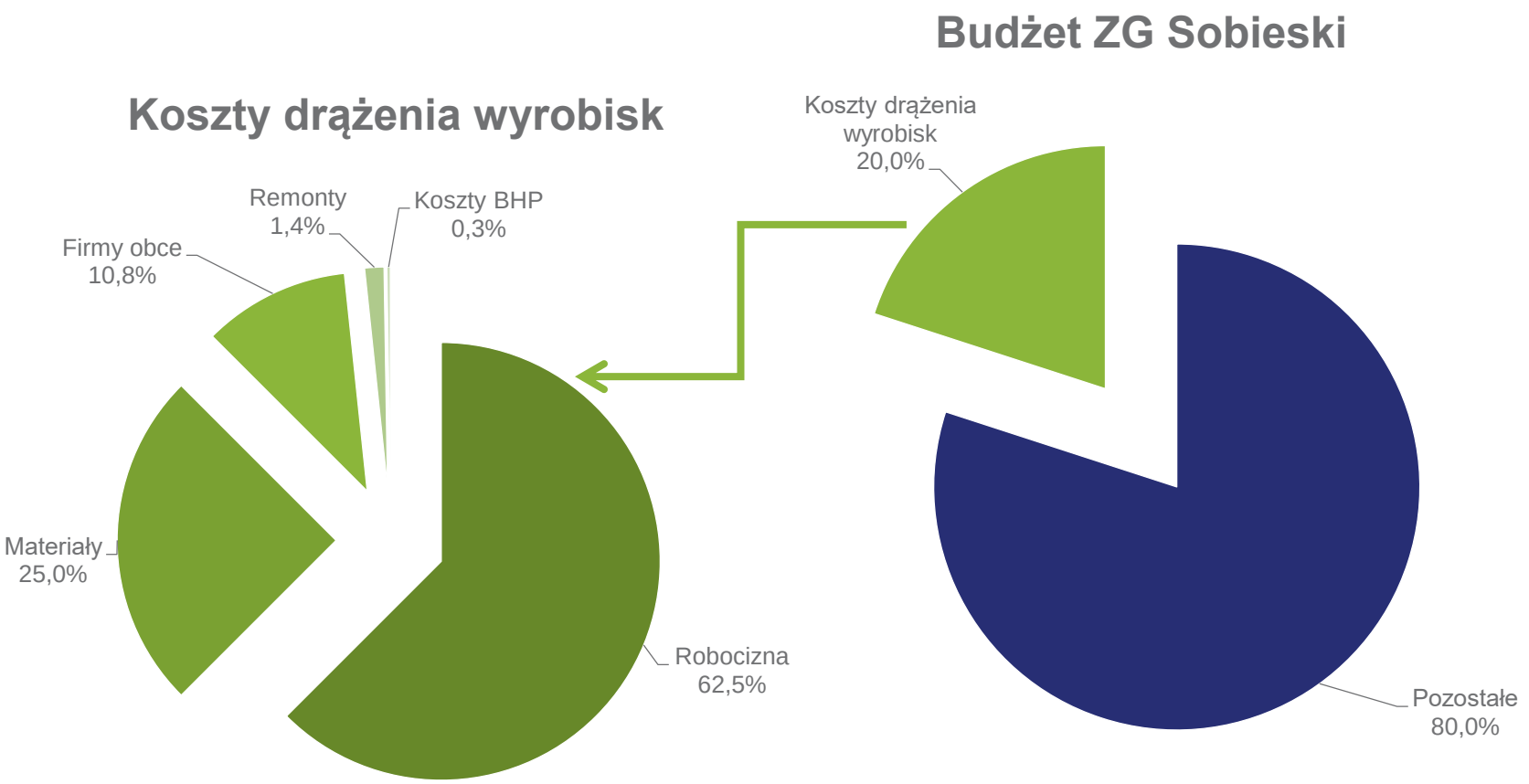
Sposób eksploatacji w ZG Sobieski zdeterminowany jest specyfiką zalegania złoża

Występowanie ww. warunków naturalnych, uwarunkowań organizacyjno-technicznych, struktura wyrobisk udostępniających i wiele innych wpływa na stosowane rozwiązania techniczne na wszystkich etapach prowadzenia robót.


Wiedza / doświadczenie
Warunki górniczo-geologiczne
Potencjał maszynowy usprzętowienie
Występujące zagrożenia
Koszty
Roboty górnicze
Istniejąca struktura wyrobisk
Parametry i właściwości węgla oraz skał otaczających
Pracochłonność / robocizna
System transportu materiałów i odstawy urobku
Wysokie zawodnienie złoża
Długość (czas) okres eksploatacji

W obecnej sytuacji górnictwa węgla kamiennego oraz biorąc pod uwagę fakt, iż ZG Sobieski posiada potencjał kwalifikujący do grupy krajowych liderów branży górniczej, coraz większe znaczenie odgrywają koszty. Koszty które nie mogą wpływać negatywnie na pozostałe wskaźniki np.: obniżenie bezpieczeństwa, pogorszenie wydajności, itp.

Struktura kosztów



Jak wynika z przedstawionego diagramu, bardzo duża część kosztów zakładu górniczego to koszty związane z drążeniem wyrobisk korytarzowych.

Czynniki wpływające na koszt jednostkowy drążenia wyrobisk

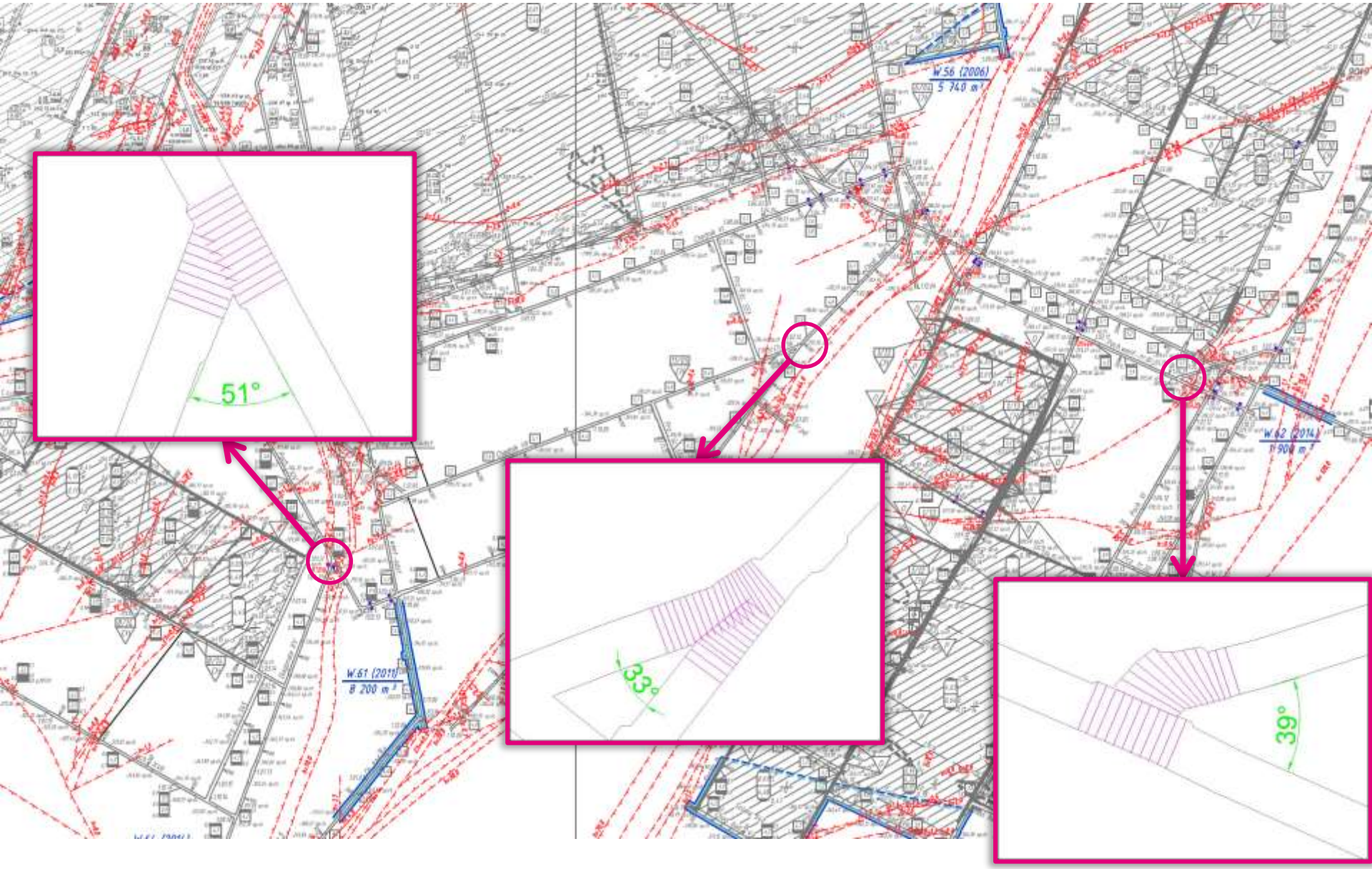
- Wielkość przekroju [m^2]
- Rodzaj stosowanej obudowy
- Rodzaj urabianej calizny (Rc, MPa, przekrój geologiczny przodka)
- Nachylenie wyrobisk [°]
- Typ obudowy oraz rozstaw [m]
- Wyposażenie wyrobiska
- Technologia drążenia
- Wydajność drążenia [m/zm]
- Rodzaj skrzyżowań i ich ilość
- Usprzętowienie przodka
- Wybieg (długość odcinków prostych)

Jednym z najbardziej pracochłonnych oraz kosztownych elementów wchodzących w skład systemu czy struktury kopalnianej sieci wyrobisk są skrzyżowania. Bardzo istotnym faktem jest, iż to właśnie skrzyżowanie z bardzo wielu względów jest tym elementem wspomnianego systemu wyrobisk, który wymaga od górników najwyższych kwalifikacji oraz generuje więcej zagrożeń i utrudnień w stosunku do wyrobiska liniowego. Ilość skrzyżowań, ich wielkość, planowane przyszłe funkcje wyrobisk (transport materiałów, odstawa urobku itp.), kąt wzajemnego usytuowania wyrobisk są czynnikami o podstawowym znaczeniu, które każdorazowo są jednym z podstawowych czynników decydujących o technologii ich drążenia.

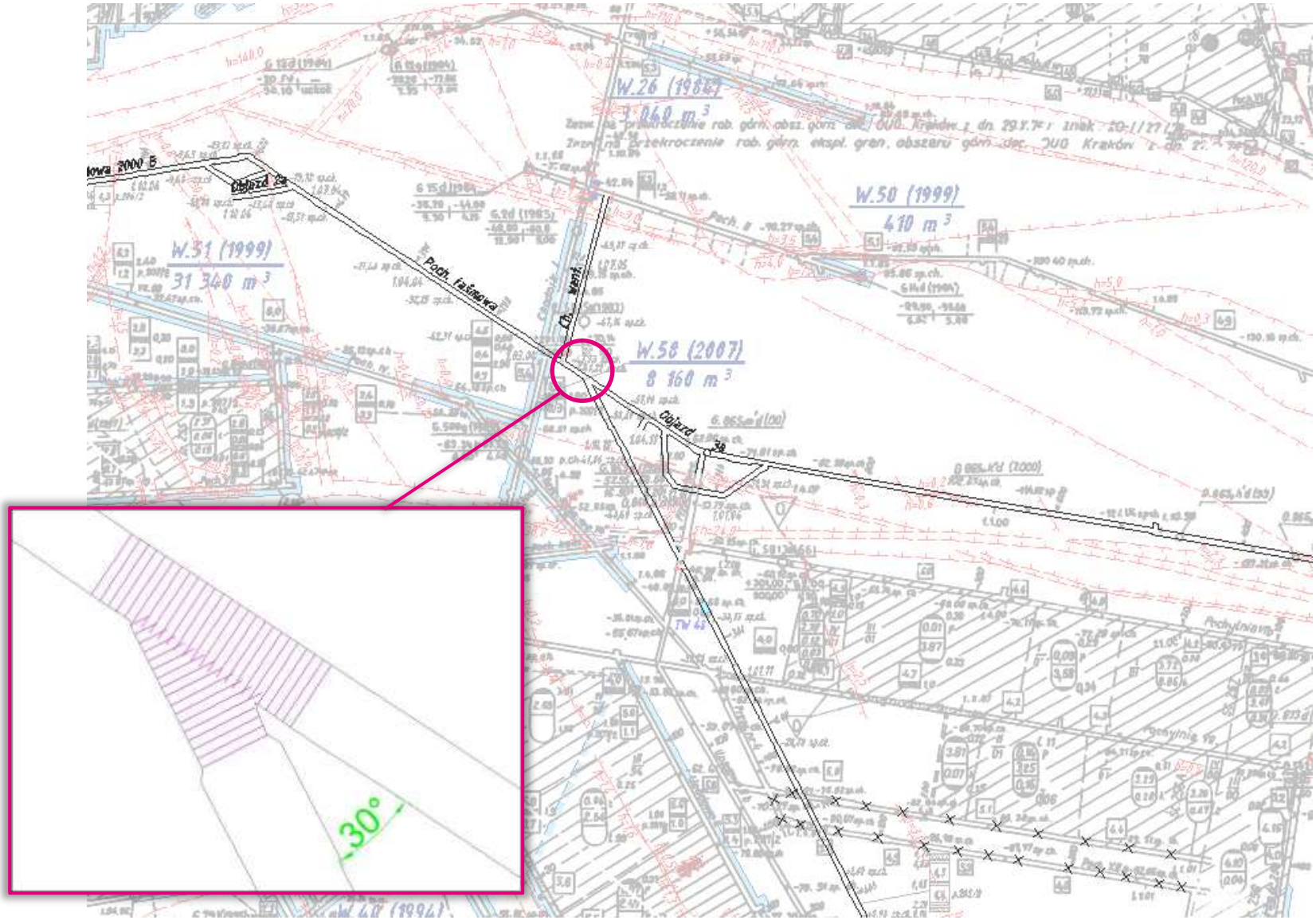
Czynniki wpływające na konstrukcję skrzyżowania

- Planowana funkcja
- Wymagane przekroje wyrobisk
- Technologia wykonania
- Tzw. max. otwarcie stropu
- Wymagana podporność
- Kąt wzajemnego usytuowania wyrobisk

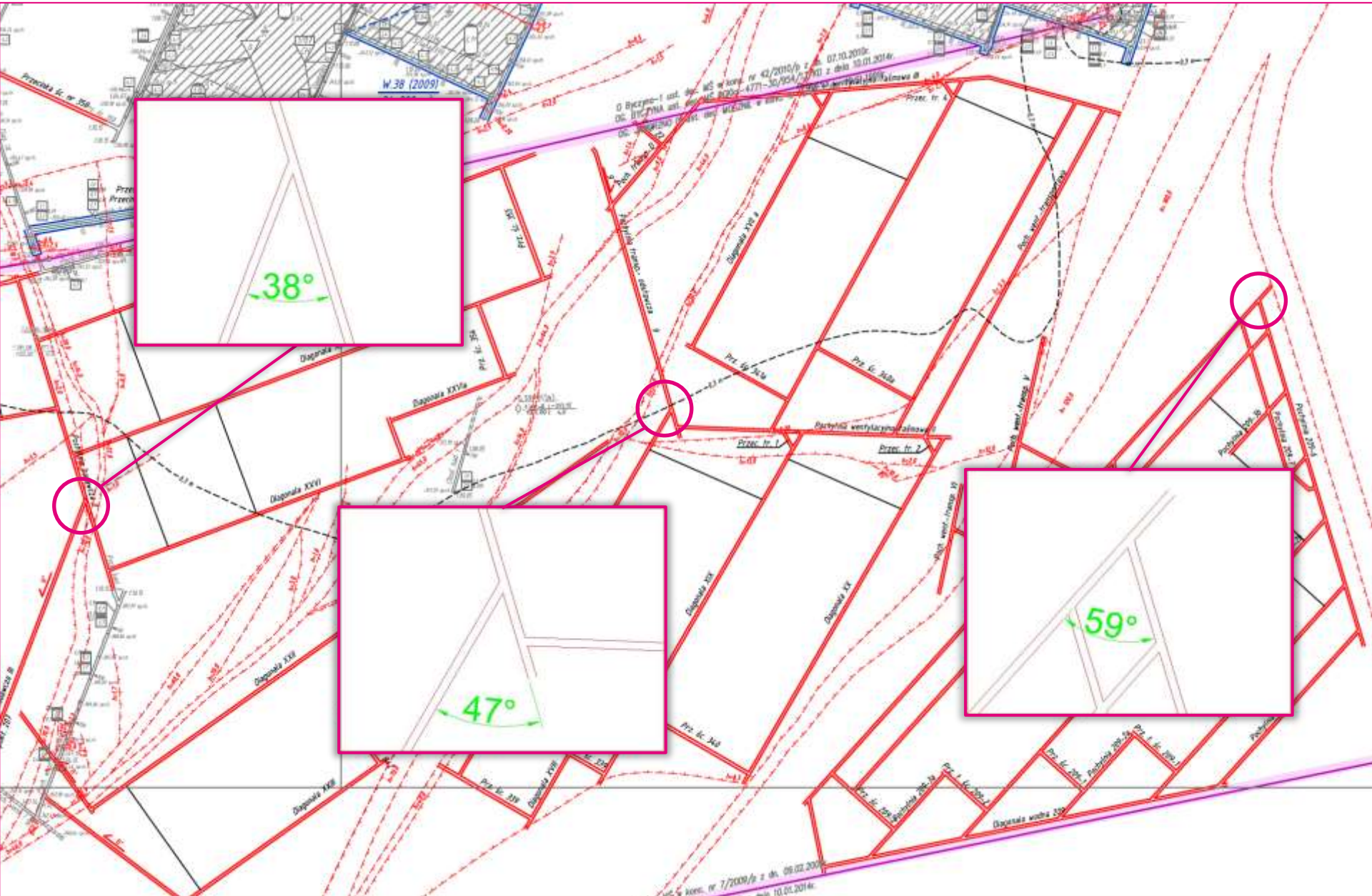
LOKALIZACJA WYROBISK PRZECINAJĄCYCH SIĘ POD OSTRYM KĄTEM W SIECI WYROBISK WYKONANYCH ZG SOBIESKI



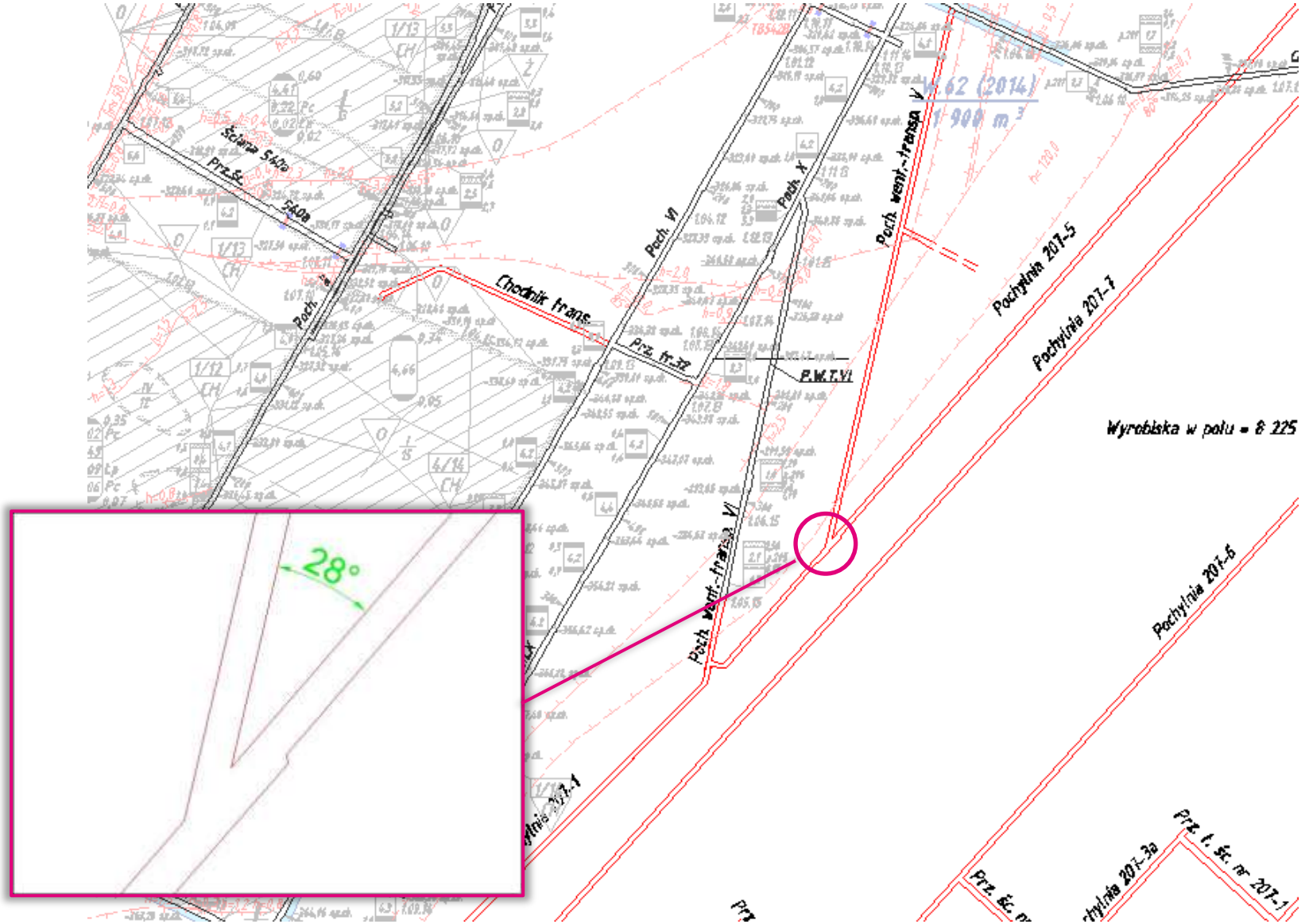
LOKALIZACJA WYROBISK PRZECINAJĄCYCH SIĘ POD OSTRYM KĄTEM W SIECI WYROBISK WYKONANYCH ZG "SOBIESKI"



LOKALIZACJA WYROBISK PRZECINAJĄCYCH SIĘ POD OSTRYM KĄTEM W SIECI WYROBISK PLANOWANYCH ZG SOBIESKI



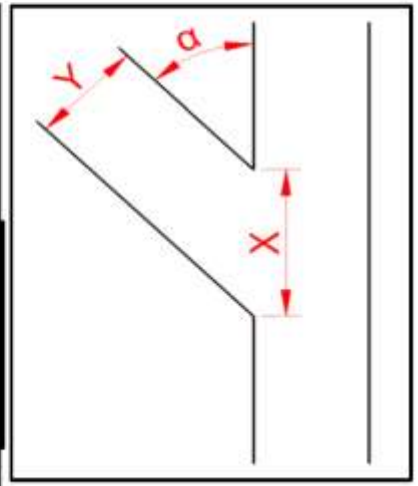
LOKALIZACJA WYROBISK PRZECINAJĄCYCH SIĘ POD OSTRYM KĄTEM W SIECI WYROBISK PLANOWANYCH ZG SOBIESKI



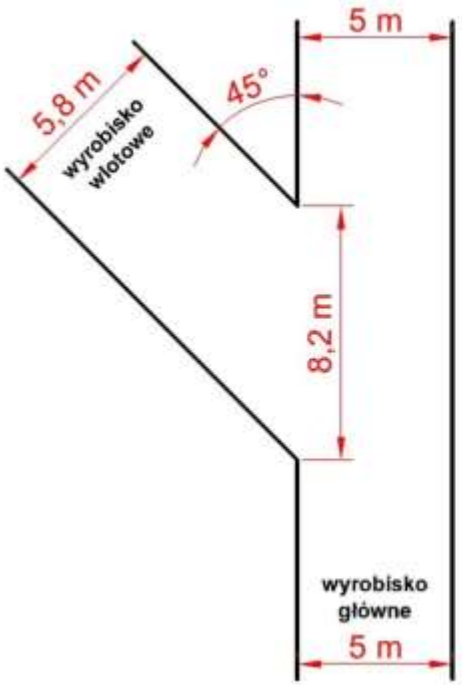
W bardzo wielu przypadkach ze względu na konieczność zminimalizowania ilości liniowych odcinków wyrobisk, co w bezpośredni sposób wpływa np. na ilość przenośników odstawy oraz na stopień wykorzystania złoża, zachodzi konieczność wykonywania skrzyżowań wyrobisk usytuowanych wzajemnie pod stosunkowo ostrym kątem.

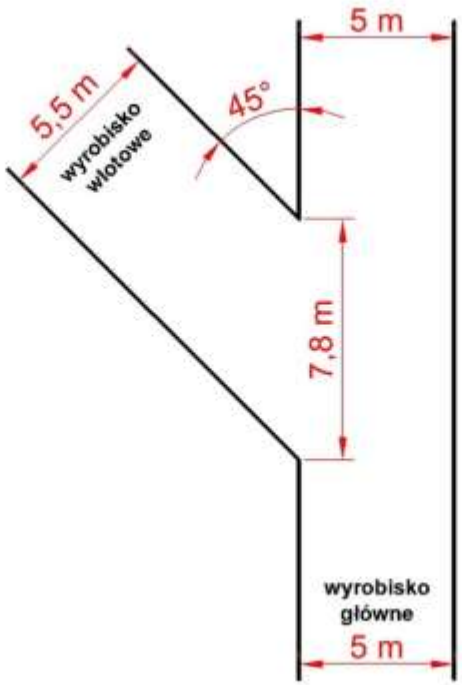
Wielkość otwarcia skrzyżowania **[X]** w zależności od kąta pomiędzy wyrobiskami **[α]** oraz szerokości wyrobiska wlotowego **[Y]**

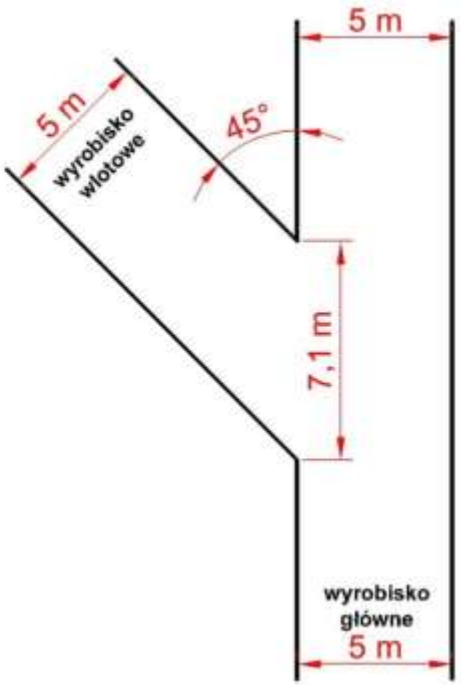
Szerokość wyrobiska wlotowego [m]			Wartość kąta pomiędzy krzyżującymi się wyrobiskami [°]								
			10	20	30	40	50	60	70	80	90
	ŁP7	4,2	24,2	12,3	8,4	6,5	5,5	4,8	4,5	4,3	4,2
	ŁP8	4,7	27,1	13,7	9,4	7,3	6,1	5,4	5,0	4,8	4,7
	ŁP9	5,0	28,8	14,6	10,0	7,8	6,5	5,8	5,3	5,1	5,0
	ŁP10	5,5	31,7	16,1	11,0	8,6	7,2	6,4	5,9	5,6	5,5
	ŁP11	5,8	33,4	17,0	11,6	9,0	7,6	6,7	6,2	5,9	5,8
	ŁP12	6,1	35,1	17,8	12,2	9,5	8,0	7,0	6,5	6,2	6,1
	ŁP13	6,4	36,9	18,7	12,8	10,0	8,4	7,4	6,8	6,5	6,4



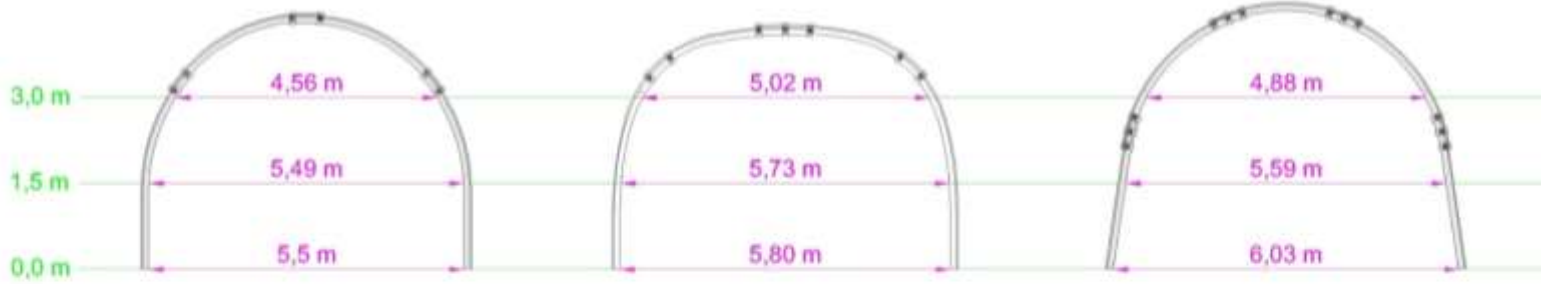
Geometria rozpatrywanego skrzyżowania







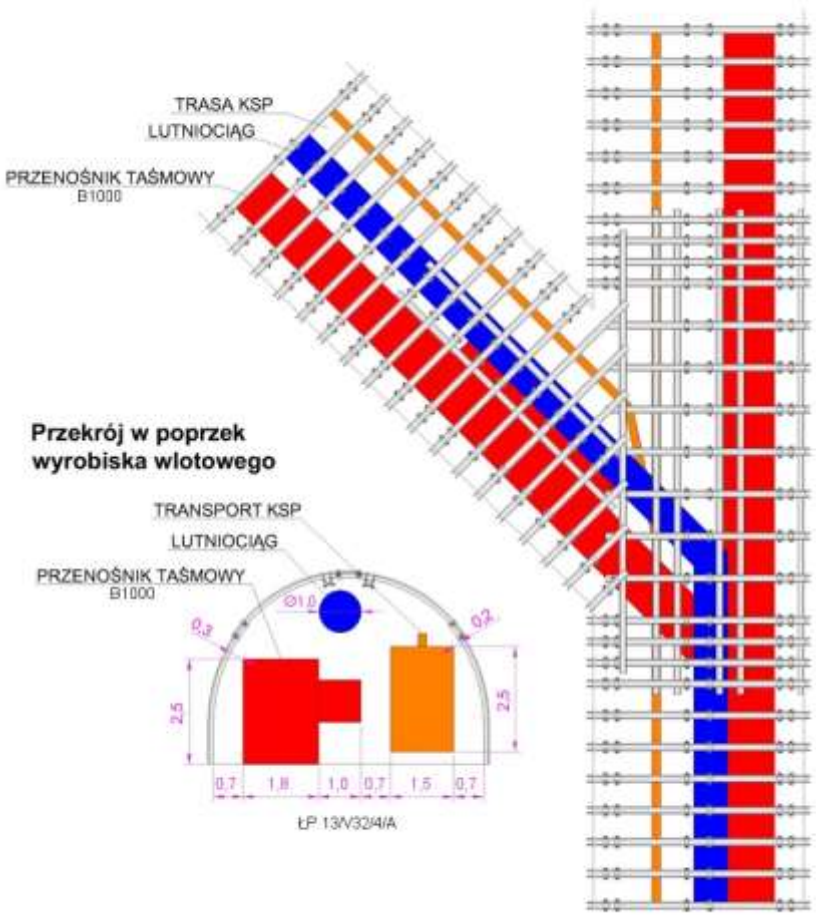
Skrzyżowania wyrobisk można wykonywać w następujących obudowach

	ŁPP10/V32/4/A I°	ŁPSp-V32/4/5,8x4,1	ŁPS/C/10/V32
			
Wskaźnik nośności dla stali S480W	0,247 MN/m	0,167 MN/m	0,201 MN/m

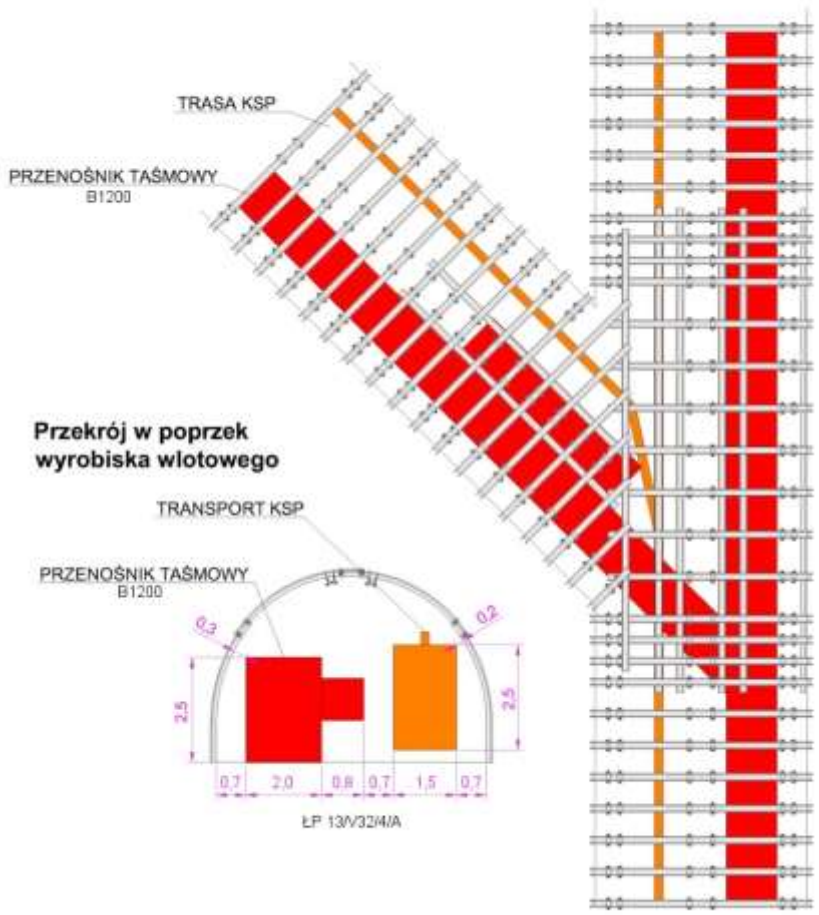
	ŁPSp3R-V32/4/5,8x3,8	ŁPro/B/10-10/5,9 V32	ŁPrw11 V32
			
Wskaźnik nośności dla stali S480W	0,190 MN/m	0,030 MN/m	0,157 MN/m

W większości przypadków przekrój wzajemnie krzyżujących się wyrobisk jest determinowany ich przyszłą funkcją co staje się podstawą do ich prawidłowego projektowania.

A – funkcja skrzyżowania podczas drążenia wyrobiska

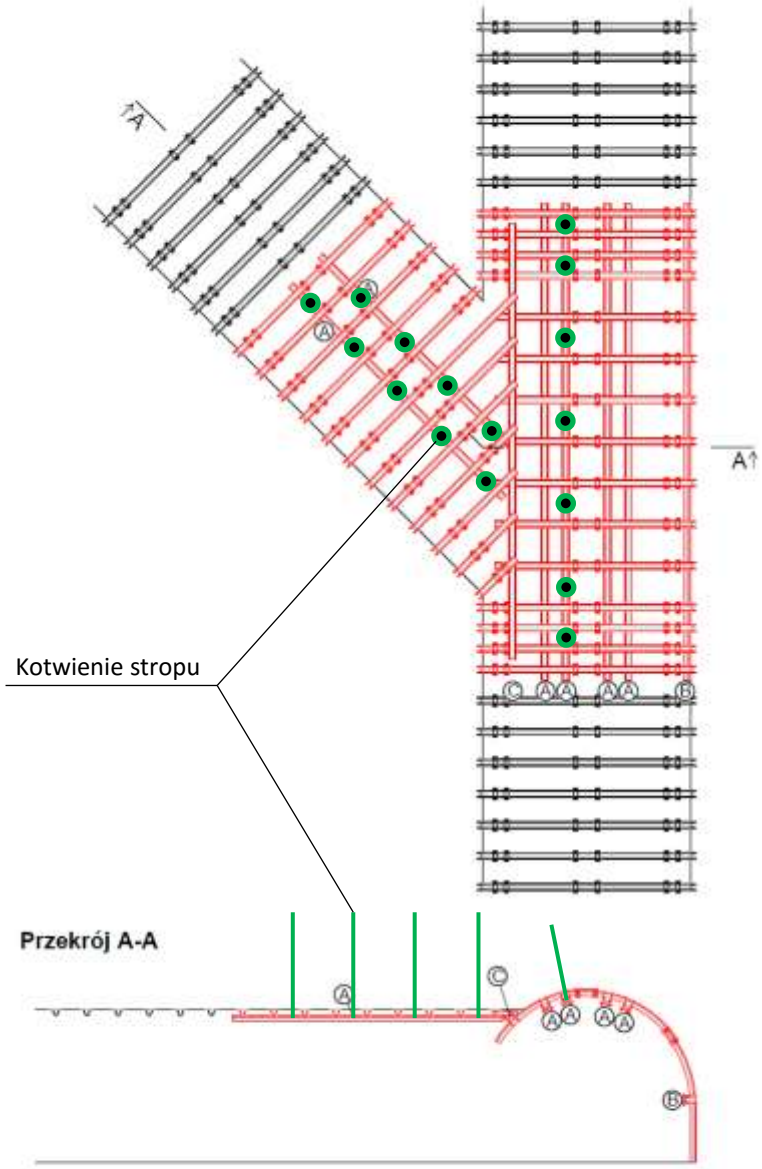


B – docelowa funkcja skrzyżowania



Stosowane w ZG Sobieski sposoby (konstrukcje) wykonania skrzyżowań wyrobisk przebiegających pod ostrym kątem

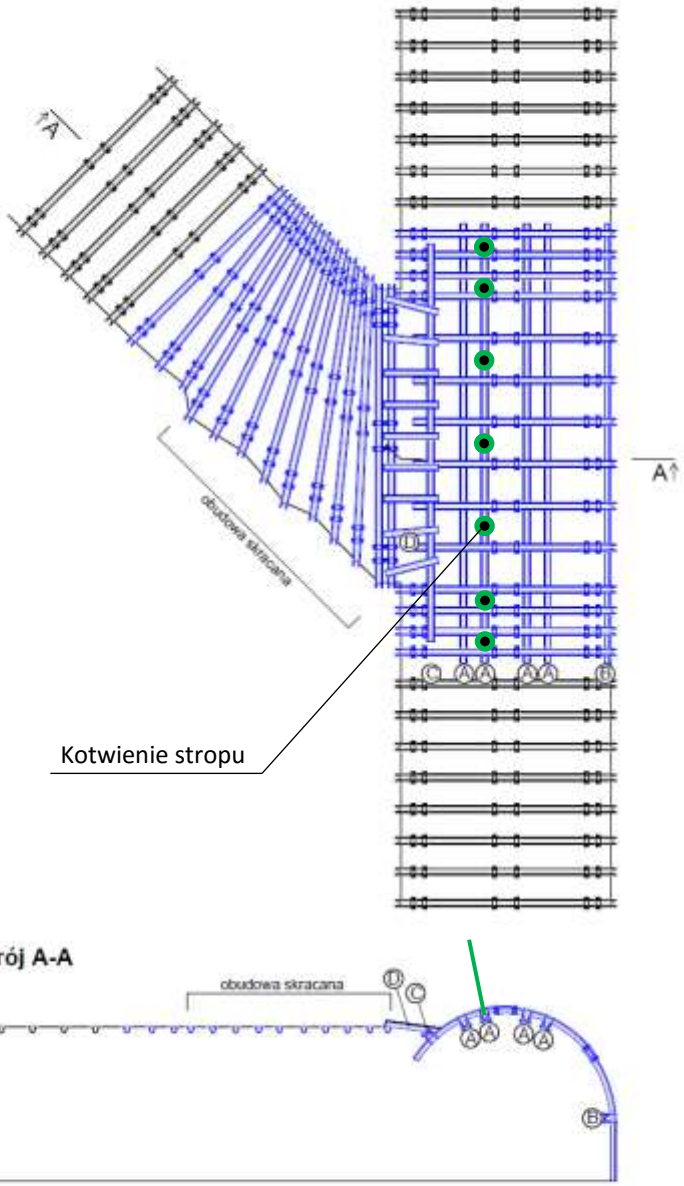
Zabudowa skrzyżowania - wariant I



Legenda:

Ⓐ podciąg stalowy, zabudowany pod stropincami, powiązany z każdymi odrzwiami,
Ⓑ podciąg stalowy, zabudowany na ociosie, powiązany z każdymi odrzwiami,
Ⓒ podciąg stalowy, zabudowany pod stropnicami (tzw. szyna policyjna),
Ⓓ rozpory z prostych V,

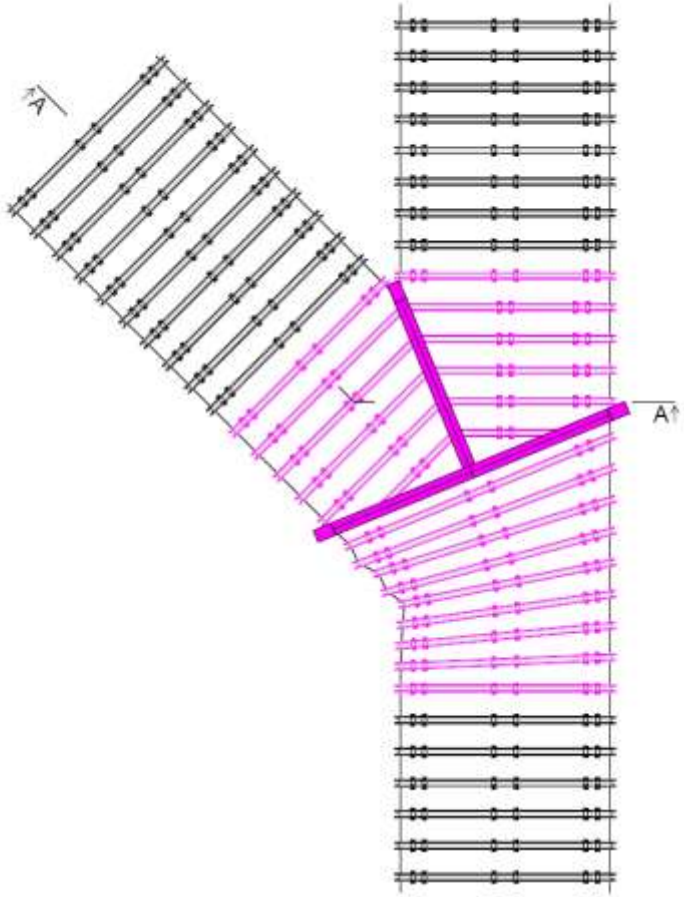
Zabudowa skrzyżowania - wariant II



Legenda:

Ⓐ podciąg stalowy, zabudowany pod stropincami, powiązany z każdymi odrzwiami,
Ⓑ podciąg stalowy, zabudowany na ociosie, powiązany z każdymi odrzwiami,
Ⓒ podciąg stalowy, zabudowany pod stropnicami (tzw. szyna policyjna),
Ⓓ rozpory z prostych V,

Zabudowa skrzyżowania - wariant III



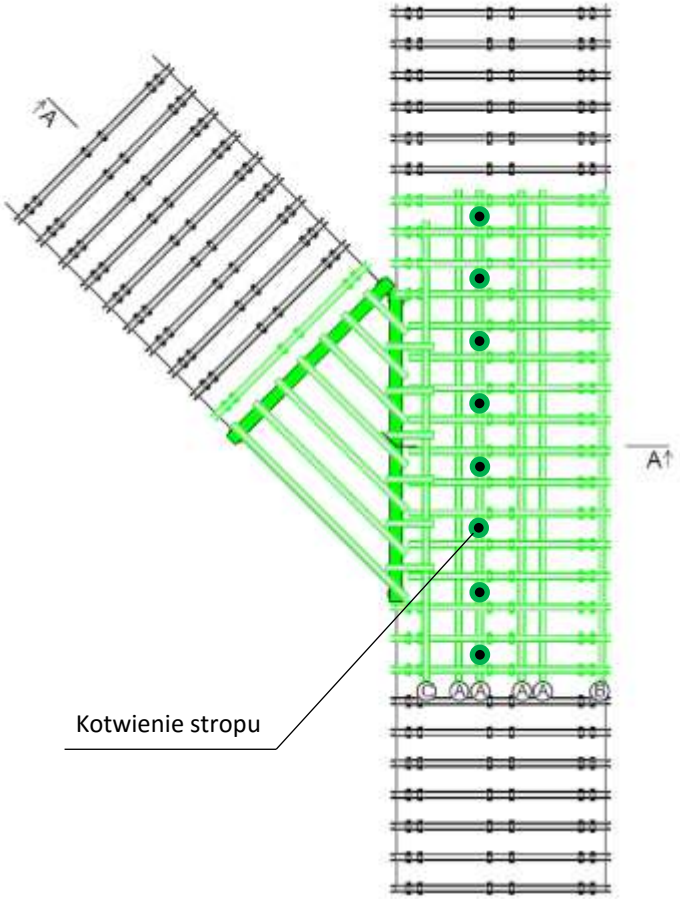
Przekrój A-A



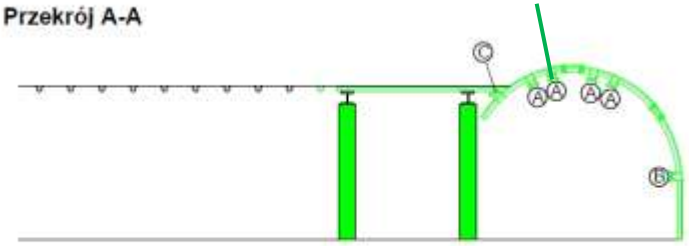
Legenda:

- Ⓐ podciąg stalowy, zabudowany pod stropincami, powiązany z każdymi odrzwiami,
- Ⓑ podciąg stalowy, zabudowany na ociosie, powiązany z każdymi odrzwiami,
- Ⓒ podciąg stalowy, zabudowany pod stropnicami (tzw. szyna policyjna),
- Ⓓ rozpory z prostych V,

Zabudowa skrzyżowania - wariant IV



Przekrój A-A



Legenda:

- Ⓐ podciąg stalowy, zabudowany pod stropincami, powiązany z każdymi odrzwiami,
- Ⓑ podciąg stalowy, zabudowany na ociosie, powiązany z każdymi odrzwiami,
- Ⓒ podciąg stalowy, zabudowany pod stropnicami (tzw. szyna policyjna),
- Ⓓ rozpory z prostych V,


Wariant I


Wariant I


Wariant I

Wariant I



Wariant II




Wariant II

Wariant II




Wariant II


Wariant III


Wariant III

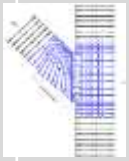
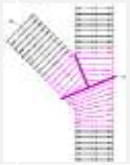
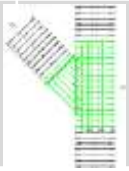
Wariant III



Wariant III



Koszty wykonania poszczególnych wariantów skrzyżowań dla porównywalnego przekroju poprzecznego – wielkość odrzwi

Wariant	Robocizna [zł]	Materiał [zł]	Σ [zł]
I 	120 x 390 (rbdn x zł) 46 800	58 500	105 300
II 	150 x 390 (rbdn x zł) 58 500	66 000	124 500
III 	290 x 390 (rbdn x zł) 113 100	250 000 ÷ 350 000	363 100 ÷ 463 100
IV 	200 x 390 (rbdn x zł) 78 000	95 000	173 000

Przyjęto wykonanie skrzyżowania oraz 3,0 m początkowego odcinka wyrobiska tzw. wlotu.

Projekt skrzyżowania musi być poparty rzetelnym doborem obudowy, a to z kolei jest uzależnione od następujących czynników

- warunki górniczo-geologiczne, parametry skał otaczających,
  - wskaźnik zwięzłości skał,
  - własności wytrzymałościowe skał,
  - rozmakalność skał,
  - budowa / podzielność masywu skalnego,
  - wielkość, kąt nachylenia, odległość, odległości płaszczyzn uskokowych,
  - nachylenie warstw masywu skalnego,
- wielkość przekroju poprzecznego wyrobiska, jego gabaryty,
- maksymalna wielkość odsłonięcia stropu,
- głębokość zalegania wyrobiska,
- lokalizacja względem zrobów lub przyszłej eksploatacji,
- wpływ krawędzi eksploatacyjnych,
- spodziewana wielkość wstrząsów górotworu.

Podstawowymi elementami połączeń wyrobisk są:

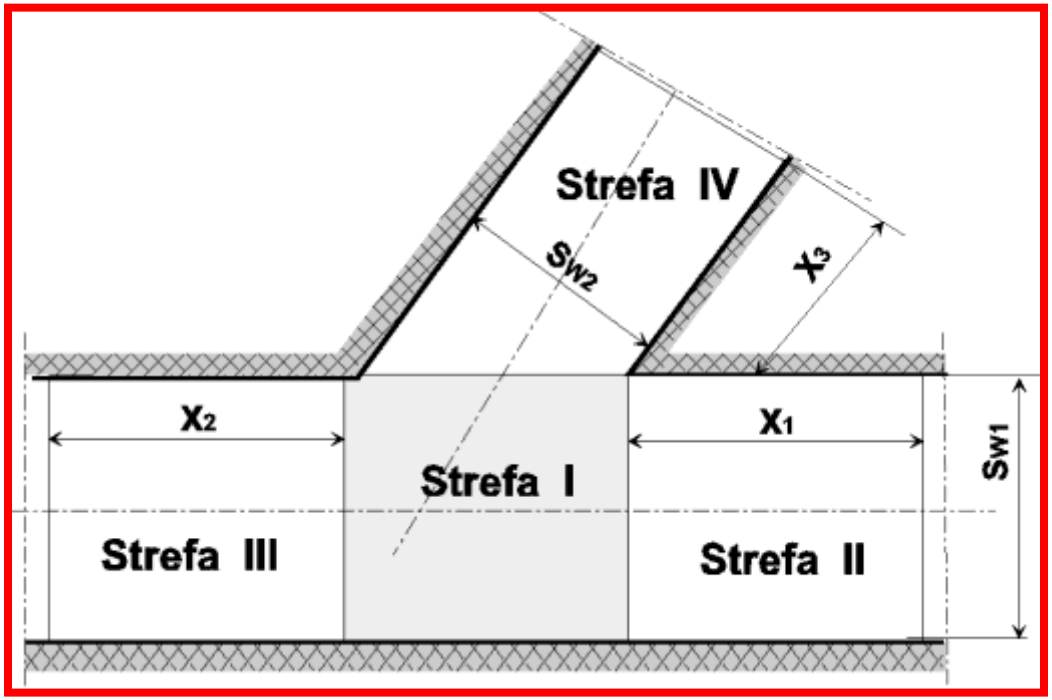
- Odrzwia obudowy bez jednego łuku ociosowego,
- Podciągi,
- Odrzwia podtrzymujące podciągi,
- Rama nośna,
- Odrzwia w streefach zwiększonego obciążenia obudowy.

Wyżej wymienione elementy obudowy połączeń wyrobisk tj. ich ilość, rodzaj, rodzaj materiału z jakiego są wykonane można obliczyć korzystając ze wzorów i toku obliczeń zawartych w „Zasadach doboru i projektowania obudowy wyrobisk korytarzowych i ich połączeń w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny" (Politechnika Śląska, Katedra Budownictwa Podziemnego i Zarządzania Ochroną Powierzchni, Gliwice – Kraków – Katowice, styczeń 2000r.) lub „Obudowa górnicza. Zasady projektowania i doboru obudowy wyrobisk korytarzowych i komorowych w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny." (Politechnika Śląska, Instytut Eksploatacji Złóż, Gliwice, wrzesień 1999r).

Określenie oddziaływania górotworu na obudowę połączenia wyrobisk korytarzowych ze względu na stan wytężenia masywu skalnego

Odgałęzienie pod kątem ostrym

W przypadku odgałęzienia pod kątem ostrym wielkość oddziaływania górotworu na obudowę połączenia określa się dla czterech stref:



Podział odgałęzienia pod kątem ostrym na strefy oddziaływania górotworu na obudowę

Strefa I - obejmująca przestrzeń obejmującą część wspólną dla obu wyrobisk,
Strefa II - obejmująca odcinek wyrobiska głównego przylegający do wyrobiska odgałęziającego się od strony kąta ostrego,
Strefa III - obejmująca odcinek wyrobiska głównego przylegający do wyrobiska odgałęziającego się od strony kąta rozwartego,
Strefa IV - obejmująca odcinek wyrobiska odgałęziającego się przylegający do wyrobiska głównego.

Obciążenie statyczne obudowy odgałęzienia w obrębie strefy I określa się dla maksymalnej szerokości wyrobiska w tej strefie, którą wyznacza się z zależności:

$$S_w^{max} = S_{w1} \cdot \sqrt{1 + \frac{S_{w2}}{S_{w1}}}$$

W oparciu o określoną maksymalną szerokość wyrobiska oraz określone wcześniej parametry dotyczące własności masywu oraz stanu naprężenia w masywie w otoczeniu wyrobiska wartość obliczeniową obciążenia statycznego obudowy dla tego odcinka odgałęzienia określa się w sposób podany dla wyrobisk korytarzowych, określając współczynnik koncentracji naprężeń jak dla strefy II.

W obrębie strefach II, III i IV występuje wzrost koncentracji naprężeń wynikający z wzajemnego oddziaływania wyrobisk na siebie. Zasięg strefy II określa się z zależności:

$$X_1 = \frac{1{,}25 \cdot S_{w2}}{2 \cdot \mathrm{tg}\,\frac{\alpha}{2}}$$

Średnia wartość współczynnika koncentracji zależy m.in. od kąta zawartego pomiędzy wyrobiskami oraz stosunku pomiędzy wyrobiskiem analizowanym a oddziaływującym. Dlatego dla tej strefy współczynnik wytężenia górotworu określa się z zależności:

$$n_w = \frac{0{,}095 \cdot \left(1{,}8 - 0{,}3 \cdot \sqrt{\frac{S_{w2}}{S_{w1}}} \cdot \mathrm{tg}\,\frac{\alpha}{2}\right) \cdot \sigma_z}{f}$$

Zasięg strefy III określa się z zależności:

$$X_2 = \frac{1{,}25 \cdot S_{w2}}{2 \cdot \mathrm{tg}\left(90 - \frac{\alpha}{2}\right)}$$

Dla tej strefy obciążenie obliczeniowe q_O określa się jak dla pojedynczego wyrobiska uwzględniając średnią wielkość koncentracji naprężeń dla tego odcinka, czyli współczynnik wytężenia górotworu określa się z wzoru:

$$n_w = \frac{0{,}1 \cdot \left[1{,}5 + 0{,}3 \cdot \sqrt{\frac{S_{w2}}{S_{w1}}} \cdot \mathrm{tg}\left(45 - \frac{\alpha}{2}\right)\right] \cdot \sigma_z}{f}$$

Zasięg strefy IV określa się z zależności:

$$X_3 = \frac{1{,}40 \cdot S_{w1}}{2 \cdot \mathrm{tg}\ \frac{\alpha}{2}}$$

Dla tej strefy obciążenie obliczeniowe q_O określa się jak dla pojedynczego wyrobiska uwzględniając średnią wielkość koncentracji naprężeń dla tego odcinka zależną m.in. od kąta pomiędzy wyrobiskami oraz stosunku pomiędzy wyrobiskiem analizowanym a oddziaływującym, czyli współczynnik wytężenia górotworu określa się z wzoru:

$$n_w = \frac{0{,}1 \cdot \left[1{,}8 - 0{,}3 \cdot \sqrt{\frac{S_{w1}}{S_{w2}}} \cdot \mathrm{tg}\ \frac{\alpha}{2}\right] \cdot \sigma_z}{f}$$

Dla tak wyznaczonych danych określa się wartość obliczeniową obciążenia statycznego obudowy q_O.

Dobór obudowy połączeń wyrobisk korytarzowych jest zagadnieniem wymagającym starannych i skomplikowanych obliczeń. Bardzo często projektowanie to odbywa się ze znacznym wyprzedzeniem czasowym, co siłą rzeczy powoduje ograniczenie możliwości lub wręcz ich brak co do pozyskania potrzebnych danych, a przybliżenia w doborze mogą powodować znaczne odchylenie wyników obliczeń od stanu faktycznego.

W tej sytuacji najczęściej stosowaną metodą jest bazowanie na doświadczeniach i praktyce podobnych rozwiązań, znajomości zachowania się górotworu w warunkach dołowych danej kopalni. Obliczenia wykonywane są jedynie w celu określenia maksymalnych niekorzystnych warunków dla przyjętego rozwiązania konstrukcji skrzyżowania.

Niedokładne lub złe obliczenia obciążeń prowadzą do nadmiernego zagęszczenia obudowy, stosowania elementów o nadmiernej nośności, zbyt dużej ilości podciągów lub zastosowaniu określonego typu budynku podporowego w konstrukcji skrzyżowania lub w jego bezpośrednim sąsiedztwie. Konsekwencja tego jest ponoszenie znacznych kosztów, nieuzasadnionych względami ogólnie pojętego bezpieczeństwa wykonania skrzyżowania.

Jak pokazują doświadczenia z budowy skrzyżowań w ZG Sobieski w ostatnich 10 latach, w bardzo wielu przypadkach prostota konstrukcji, niski koszt oraz stosunkowo niska pracochłonność, pozwalają uzyskać zamierzone przy projektowaniu wyrobisk funkcje i utrzymać je w określonym stanie przez cały czas funkcjonowania wyrobiska.

W dzisiejszych czasach coraz większa jest potrzeba zastanowienia się nad zasadnością pokutującego w wielu górniczych przedsięwzięciach przekonania o przewymiarowaniu wszystkiego i że to nie kosztuje – niestety kosztuje i to bardzo dużo. Pewnym uzasadnieniem, a jednocześnie zagrożeniem dla stosowania powyższej metody jest zabezpieczenie się osób decydujących o doborze rodzaju obudowy przed ewentualną utratą stateczności wybranego rodzaju konstrukcji skrzyżowania wraz z zastosowanymi wzmocnieniami.

Jednym z prostych i stosunkowo tanich sposobów wzmocnienia konstrukcji skrzyżowania oraz znacznego podniesienia jego podporności jest stosowanie kotwienia wysokiego. W przypadku ZG Sobieski stosowane są kotwy o długościach od 6 do 8 m i nośności do 42 ton. Wykonanie dodatkowego kotwienia skrzyżowania wymaga maksymalnie kilkunastu roboczodniówek, a koszt zakupu jednej kotwy to kilkaset złotych.

Stosowanie do obliczeń powyżej przytoczonych metod może prowadzić jak już zostało wspomniane do znacznego przewymiarowania konstrukcji skrzyżowania zwłaszcza w przypadku ilości tzw. podciągów nośnych. W kilku zakładach górniczych znanych autorom opracowania zabudowę skrzyżowania można wykonać w sposób prostszy, mniej kosztowy i w znacznie krótszym okresie czasu. Oczekiwaniem ze strony przedstawicieli zakładów górniczych jest zatem opracowanie nowej metody rozwiązania tego zagadnienia z takim to efektem, aby praktyka i teoria, doświadczenie i obliczenia dawały efekt końcowy w postaci określenia konstrukcji skrzyżowania wraz z wszystkimi wymaganymi wzmocnieniami pozwalającymi zachować stateczność i funkcjonalność w wymaganym czasie.

Dziękujemy za uwagę.



Arkadiusz Jończyk
TAURON Wydobycie S.A.

Piotr Orzeł
NOWE BRZESZCZE GRUPA TAURON Sp. z o.o.

Grzegorz Stacha
Politechnika Śląska

Future Metal Mining

J. Johansson

Luleå University of Technology, Sweden

L. Abrahamsson

Luleå University of Technology, Sweden

ABSTRACT: The world's metal mining industry faces a number of challenges, which must be predicted and managed wisely. The prevailing recession will force the industry to further rationalizations that require both new technologies and new organizational forms. The impact of the 2015 Paris Climate Conference (COP21) will increase costs for treating greenhouse gases and acquisition of emission allowances. Ore will be mined from gradually deeper deposits with increased rock stability problems. It will be difficult to recruit skilled workers to the mines often located far from larger communities. This requires an organization of the work that supports both high productivity and good working conditions. Based on an analysis of the conditions for future mining the authors of this article present sixteen predictions for the mining industry of the future. In one or another way the mining industry of today must address them all.

KEYWORDS: Mining, metal mining, future mining, deep mining, lean organization, automation, the 2015 Paris Climate Conference, carbon dioxide, CO_2, safety, work, globalization, skills

1. INTRODUCTION

The world's metal mining industry faces a number of challenges that must be addressed with a socio-technical approach that covers the whole mining and minerals value adding chain including environmental issues. Mining industry need a new mental image of itself based on new technology and a modern work organization that supports both high productivity and good working conditions. There is a need for a new holistic vision for the mine of the future. This article illustrates elements that may be included in such a vision. Before the results are presented some important challenges for the mining industry are introduced.

2. CHALLENGES FOR THE FUTURE MINING

The world's metal mining industry faces a number of challenges that must be managed wisely. The most obvious challenge is the recession that the commodity prices drops dramatically, es-

pecially for iron ore. As a result, we can expect a significant structural rationalization, where the strong companies can afford to invest for the future while the weak are drained on their capital. A general effect is that all mining companies are under increased pressure for further rationalization that requires both new technologies and new organizational solutions.

The longer-term challenges also include environmental issues and impacts from the 2015 Paris Climate Conference (COP21). Any future mining must not endanger the health and welfare of local inhabitants and post mining there should be as few traces as possible in nature. The only desirable track is a stable social infrastructure and a flourishing society that continues when mining ceases. A more specific challenge is identified in the Paris Climate Conference regulations of greenhouse gases, especially carbon dioxide. This will require significant investments in acquisition of emission allowances. Another factor to consider is the availability of water, especially clean water, which is a prerequisite and is not an obvious asset in all regions (Hancock & Sinclair 2008, Lane et al. 2008).

An increasing share of the total mining production will be by underground mining where ore will be hoisted from gradually deeper mines. It involves an increase in overburden pressure with subsequent rock stability problems and risks for structural collapses. There is a need for new and safe technologies for deep underground metal mining.

Another challenge is the problem of recruiting skilled workers to the mines often located far from larger communities. A modern mine is so technically advanced that the proportion of unskilled labor will decrease significantly or disappear. There will be fewer workers with higher individual wage costs. Most mining companies want to avoid a “fly-in fly-out” situation, as it could create social instability of societies and cause trouble in the workplace. This requires an organization of the work that supports both high productivity and good working and social conditions.

An important component of good working conditions is a safe environment. In underground mining the basic solution must be to distance the miners from the physical mining front and locate them in a safer environment. Remote control, automation and new mining techniques are major challenges and possibilities, but it is also a matter of relevant education, rules and good practices.

The mining industry is global and the major mining companies operate in many different countries. Here lies a challenge to manage a variety of local cultures which have all their formal and informal rules. It is important for companies to have a good practice and a stainless image if you're going to exploit a country's natural resources (Wibowo & Rosyid 2008).

A further challenge is to break the unequal gender balance that exists in most mines. It is not just about recruiting more women, but rather to challenge the prevailing ‘macho culture’ in order to create a safer and more productive environment (Abrahamsson & Johansson 2007, 2008a).

To conclude, the mining industry is facing major challenges that require extensive and immediate action. Problems interact with each other in such a way that the solutions require a holistic perspective, where both technical and social factors are taken into consideration.

3. SIXTEEN PREDICTIONS FOR THE FUTURE METAL MINING INDUSTRY

Below sixteen predictions are presented based on an analysis of the conditions for future mining.

1. Future mining will be shaped in a context where it is necessary to produce at costs that are determined in *international competition*. The market sets the prices of metals and minerals but in the long term, there is little doubt that the demand is increasing. Large nations like China, India, Indonesia, Brazil and the whole of Africa will require a larger share of consumption which is leading to the opening of new mines. The difference between these countries' annual – "per capita" – consumption and Western Europe can be more than 10 times. (Hancock & Sinclair 2008)

2. Production conditions will be characterized by the fact that the nearby and easily accessible ores will be mined first. *New ores will also become more distant or found in the depths* (Hancock & Sinclair 2008, Lane et al. 2008). Large ore reserves are located under the sea and there is hardly any doubt that the mining and off-shore companies will develop new technology to extract these (Boughen et al. 2008). In both cases, production costs will increase.

3. Mining depths increase, and it brings new stability problems. The role of rock mechanics in the design of layouts, cutting sequences, strata stabilization, roof bolting etc. must be a central issue for the future. *Full face drilling and cutting* should be interesting from a safety perspective, both directly in safer drifting operations and also in that it can create more stable galleries due to reduced or no blasting damages (Weiner 2008). Cutting should also be useful for selective mining of high quality ore in narrow ore bodies. In the EU-funded project I^2mine we are developing production cutting for hard rocks (Hejny 2010). Production drilling and blasting for *controlled fragmentation* are two very crucial operations in the ore mining cycle (Lane et al. 2008). Improvements in these operations can create significant positive impact on the there after following operations.

4. *The environmental requirements* affect both energy consumption and management of ore tailings. The discussion of energy consumption is largely linked to global warming and carbon oxide emissions. Today we can not fully foresee the results of the Paris agreement, but in the long term, some form of global coordination surely will be established, including large developing countries like India and China which previously stood outside the Kyoto Protocol. The cost of emission allowances will be a significant factor to consider, especially for the production located in the more developed countries (Hancock & Sinclair 2008).

5. The mining industry is an *energy-intensive industry* with high CO_2 emission. Improvement of energy efficiency will increase the economic profitability as well as reducing environmental impact. In order to succeed, the entire system to be optimized

and an appropriate technology is process integration (Nordgren et al. 2007). There are many components that affect the total energy consumption; one often discussed is underground pre-concentration (in situ). It affects directly the energy consuming hoisting and milling (Bamber et al. 2007). Another driving force is that the costs for environmental impacts are externalized by increased energy taxes (Damigos 2007). The use of fossil diesel fuel is extensive and causes environmental burdens, e.g. CO_2 - emissions. A conversion to *bio-diesel* might be a strong alternative for the mining business since there are only minor technical problems with a change and many environmental and economical benefits. Large full scale tests in Germany have indicated the potential for bio-diesel but more research and international collaboration are needed (Drebenstedt & Jauer, 2007).

6. The discussion of *waste management* is about to leave as few footprints in nature as possible. We must not leave toxic substances that leak out into nature and the landscape should be restored as far as possible. One solution discussed is *in situ mining* where as much as possible of the production and processing will take place underground (Lane et al. 2008). We are currently developing underground sorting in the I^2mine project (Hejny 2010). Such technology is however not without environmental risks and risks for health and safety. The mining companies have to establish a good control of the major water flows in the surrounding rock masses (Przhedetsky & Roshal 2008) to avoid unwanted leaching and jeopardizing the miners' health and safety. Pollution of mine water is the single most important environmental issue for the mining sector and consequently also effective mine water treatment. New efficient methods and technology needs to be developed as well as relevant guidance for mining in different situations, e.g. climatic conditions, different regulatory and socioeconomic settings (Jarvis et al. 2007). With regard to water in general it is a question about *closing the loop*s and re-using the process water as much as possible. Here purification in the mine should not be greater than necessary to become fuller before the water is returned to nature (Madin 2008).

7. The environmental debate also includes a discussion on the mining industry's *social responsibility* for the welfare of the local community (Abrahamsson et al. 2014). In addition to preserving the environment they are supposed to build a strong technical and social infrastructure that ensures survival of society after mining has ceased (Ail & Baafi 2007, Wibowo & Rosyid 2008).

8. *Health and safety* are very high on the agenda and are also strong driving forces behind the ideas of automation (Burger & Cook 2008, Johansson & Abrahamsson 2009, Revuelta et al. 2008, Widzyk-Capehart & Duff 2007). Safety issues primarily concern underground work and the prescribed solutions are wise and conscious choices of different levels of automation and remote control (Kizil 2008). A concept that already is partly realized (in Swedish mines and elsewhere) are Noort's and McCarthy's (2008) proposal for three consecutive phases to ensure *safe underground mining*. The first phase means that all work is done from vehicles that have safety cabins that prevent

injuries from falling rock, but which may also be provided with substantial comfort. The second phase means that staff is moved to secure control rooms where they are remote monitoring and controlling the different operations. In the third phase, we have a production with *zero entry* for employees based on comprehensive automated systems.

9. A generally good and safe working environment is seen as a prerequisite for the recruitment of skilled workers to remote mines (Noort & McCarthy 2008). The typical under ground *work environment* with noise, dust, poor illumination, explosive and toxic fumes and gasses etc. is very important to control in order to avoid diseases, injuries and fatalities (Shooks et al. 2014). By using advanced sampling strategies (based on statistics and science) with portable, more accurate and reliable measuring devices better control can be achieved and more efficient counter measures can be taken (Iramina et al. 2007).

10. Many interesting ideas for automation have been presented in recent years (Bäckblom et al. 2010; Fisher et al. 2012; Grehl 2015; Ruiz-del-Solar 2015). One interesting thing is the idea of *reversing the design process*, i.e. that one should start from the requirements for the automated mine and then design layouts and operations to suit automation and not as today try to automate conventional designs and operations (Kizil & Hancock 2008). It would be interesting to see what experts on industrial automation, with a developed systems thinking, would propose in terms of requirements and solutions for automated underground metal mining. The integrated mine and "Internet of things" are visions with such an approach that discussed in the mining companies today (Larsson & Johansson 2015; Kent & Eisner 2015).

11. Significant efforts to develop *communications systems for increased security* have been made (Gürtunca 2008). Communication systems should also have positive effects on productivity, quality of work, cooperation, etc. Primarily it is a system for verbal communication, but it would be interesting to see if the system also can supports image information and communication. Miners equipped with mini cameras could for everyday and emergency situations provide their colleagues and senior management with information that is difficult to convey verbally. Portable video communication systems are today developed in the German coal mines (Skirde & Schmid 2008). Different types of *machine-machine communication* will grow in use.

12. Virtual Reality (VR) technologies as design and production tools have great potential, especially the use of VR in real time to visualize and control the production processes. *The extended business* and *open collaboration* are two concepts where VR technology can be used to link production functions such as planning, mining, maintenance, logistics, purchasing and for coordination of external contractors, suppliers, customers, etc. all connected to a production flow, a value adding chain, where all share the same goal and everyone sees the same whole. Common visualization of problems and op-

portunities in the system allows for all to optimize the whole chain rather than sub-optimizing parts (Bassan et al. 2008).

13. Production centers are creating *new professional roles*. Bassan et al. (2008) predicts an increasing degree of remote control from production centers and *collaborative visualization rooms*, perhaps located in nearby communities, or further away (other continents), where the operators have monitoring and coordinating activities across the value chain (Bäckblom et al. 2010). The operators are supported by intelligent and automated decision systems and use web 2.0-system of global communication, information and learning. Their jobs have changed character towards service work and the new tasks require different kinds of skills. In addition to deal with advanced information technology the miners have to interact with different specialist team located all over the world.

14. The modern technology has created a new type of work – new in terms of *competencies and knowledge* as well as workload. There is an emerging, and in many aspects already evident, knowledge transformation – from the old and obsolete physical and tacit knowledge and skills (for example the ability to 'read the rock') to something new which can be described as abstract knowledge. But the old culture still provides an important context for workplace learning and the construction of *identity and gender*. This is associated with a degree of 'worker identity lag' and to difficulties in adapting attitudes and norms to the demands and structures that result from the new technology and the new work tasks. The new forms of work in the mine have less need for the traditional mining competencies, attitudes and ideals. Also the traditional workplace culture and 'macho style' have been challenged. Workers have to find new ways to learn and to develop a workplace culture more attuned to a new type of worker identity and masculinity (Abrahamsson & Johansson 2008b).

15. The mines of the future will have a smaller staffing and it is also clear that they will meet a different kind of *model for work organization* than today. We have previous mentioned it is expected that automation provides improvements in terms of work environment and job safety. It is considered important to create attractive and safe jobs. Bassan et al. (2008) predicted that the mining companies gradually will turn to a flat and *lean organization* with multi-skilled workers who can operate in several areas and functions within the company (Lööw 2015, Lööw & Johansson 2015a, 2015b). There is also a discussion about staffing system based on *fly-in fly-out* which is more independent of a local community.

16. It should also be interesting and mutually beneficial if the mining industry should expand its *cooperation with other sectors* (space, aviation, military etc.) to learn from what they have developed (Schmitt 2008). Cooperation and partnership in the industry are increasingly important as development projects are large, expensive and complex and therefore difficult or impossible to manage for a single company.

There are of course other important areas of development, but the above discussed are expressed as the most important from a long-term strategic and sustainable view.

4. CONCLUSIONS

A major conclusion is that the challenges and the changes are so large and numerous that a comprehensive international cooperation is needed both within and outside the industry in order to succeed. Working separately would lead to a far to slow development, something that is undesirable for both the companies and the miners. Another conclusion is that a successful mining industry must work simultaneously with all the problems mentioned above. There is a need for a new and modern vision for the whole industry based on a socio-technical approach that covers the whole mining and minerals value adding chain including environmental issues.

REFERENCES

Abrahamsson L. & Johansson J. 2007. Work Conditions in Transition – a study of work culture and gender issues in a changing technical context. Paper presented at *The Sixteenth International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection (MPES 2007). December 2007,* Bangkok, Thailand.

Abrahamsson L. & Johansson J. 2008a. Future Mining – Workers' Skills, Identity and Gender When Meeting Changing Technology. Paper presented at *The First International Future Mining Conference, November 2008*, Sydney Australia.

Abrahamsson L. & Johansson J. 2008b. Work Culture and Gender Issues in a Changing Technical Context - Examples from LKAB Iron Ore Mine in Kiruna. *Proceedings of the 5th International Conference on Mass Mining (Massmin 2008), 9-11 June,* Luleå, Sweden.

Abrahamsson, L., Segerstedt, E., Nygren, M., Johansson, J., Johansson, B., Edman, I. & Åkerlund, A. 2014. *Mining and sustainable development: Gender, diversity and work conditions.* Project report. 52 p. Human Work Science, Luleå University of Technology.

Ail K.K. & Baffi E.Y. 2007. Environmental impact of artisanal and small scale gold mining in developing countries. Paper presented at *The Sixteenth International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection (MPES 2007), December 2007,* Bangkok, Thailand.

Bäckblom G., Forssber E., Haugen S., Johansson J., Naarttijärvi T. & Öhlander B. 2010. *Smart Mine of the Future - conceptual study 2009-2010*, Final Report, Nordic Rock Tech Centre, Gällivare.

Bamber, A.S., Klein, B., & Scoble, M.J. 2007. Reducing Energy Usage Through The Strategic Application Of Pre-Concentration To Underground Hard Rock Mines. Paper presented at *The Sixteenth International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection (MPES 2007), December 2007*, Bangkok, Thailand.

Bassan J., Srinivasan V., Knights P. & Farrelly C.T. 2008. A Day in the Life of a Mine Worker in 2025. Paper presented at *The First International Future Mining Conference, November 2008,* Sydney Australia.

Boughen N., Parr J., Littleboy A., Johns S., Ashworth P. & Yeats C. 2008. Future Mining of the Australian Seafloor – Do we Have the Social License?. Paper presented at *The First International Future Mining Conference, November 2008,* Sydney Australia.

Burger D. & Cook B. 2008. Equipment automation for massive mining methods. *Proceedings of the 5th International Conference on Mass Mining (Massmin 2008), 9-11 June,* Luleå, Sweden.

Damigos D. 2007. Assessing The External Costs Of Fossil Fueled Power Plants For Policy Purposes: Transferred Vs. Site-Specific Values. Paper presented at *The Sixteenth International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection (MPES 2007), December 2007*, Bangkok, Thailand.

Drebenstedt C. & Jauer J. 2007. Fundamentals And Results Of Use Of Biodiesel In Large Mobile Mining Fleets. Paper presented at *The Sixteenth International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection (MPES 2007), December 2007*, Bangkok, Thailand.

Fisher BS. & Schnittger S. 2012. *Autonomous and Remote Operation Technologies in the Mining Industry: Benefits and Costs*, BAE Report 12.1, Canberra, February

Grehl S., Donner M., Ferber M., Deitze A., Mischo H. & Jung B. 2015. Mining-RoX – Mobile Robots in Underground Mining. *The Third International Future Mining Conference*, November 2015 Sydney Australia.

Gürtunca G. 2008. Possible Impact of New Safety Technology Developments on the Future of the United States Mining Industry. Paper presented at *The First International Future Mining Conference, November 2008,* Sydney Australia.

Hancock S. & Sinclair D. 2008. Meeting Resource Constraint Demands in Future Mining to 2050, Paper presented at *The First International Future Mining Conference, November 2008,* Sydney Australia.

Hejny H. 2010. The Intelligent Deep Mine, *Mining Reporter* 2010:3.

Iramina W.S., Eston S.M., Tachibana I.K., & Beltrame A.L. 2007. Industrial Hygiene In Underground Mines: Using A Software To Teach Sampling Strategy. Paper presented at *The Sixteenth International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection (MPES 2007), December 2007*, Bangkok, Thailand.

Jarvis A.P., Amezaga J.M. & Younger P.L. 2007. Local, Regional And Global Initiatives Addressing Environmental Management Issues In The Mining Sector. Paper presented at *The Sixteenth International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection (MPES 2007), December 2007*, Bangkok, Thailand.

Johansson J. & Abrahamsson L. 2009. The good work – a Swedish trade union vision in the shadow of lean production**.** *Applied Ergonomics, vol. 40, no. 4, July. p. 775-780.*

Kent D. & Eisner D. 2015. What the Internet of Things Means to Mining. *The Third International Future Mining Conference*, November 2015 Sydney Australia.

Kizil M.S. & Hancock W.R. 2008. Internet-Based Remote Machinery Control. Paper presented at *The First International Future Mining Conference, November 2008*, Sydney Australia.

Lane G., Fountain C. & La Brooy S. 2008. Developments in Processing to Match Future Mining Opportunities. Paper presented at *The First International Future Mining Conference, November 2008,* Sydney Australia.

Larsson G. & Johansson J. 2015. Att arbeta i cyberspace (In Swedish) *FALF Conference* 2015, 10-12 June, Landskrona, Sweden.

Lööw J. 2015. *Lean Production in Mining*, Project report I^{2}mine. 64 p. Human Work Science, Luleå University of Technology.

Lööw, J. & Johansson, J. 2015a. An Overview of Lean Production and Its Application in Mining. Paper presented at *Mineral Resources and Mine Development Conference* Aachen: RWTH Aachen University, Institute of Mining Engineering I, s. 121-136

Lööw, J. & Johansson, J. 2015b. Work Organisation for Attractive Mining - Lean Mining and the Working Environment. Paper presented at *Third International Future Mining Conference.* Sydney November 2015

Madin C. 2008. The Future of Water in Mining – Treatment of Mine Water for Sustainable Benefit. Paper presented at *The First International Future Mining Conference, November 2008,* Sydney Australia.

Nordgren S., Dahl J., Larsson M., Lindblom B., Savonen S. & Tano K. 2007. Development Of A Process Integration Tool For An Iron Ore Upgrading Process System. Paper presented at *The Sixteenth International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection (MPES 2007), December 2007*, Bangkok, Thailand.

Przhedetsky D. & Roshal A. 2008. Environmental Impact Modeling for In Situ Leaching of Uranium. Paper presented at *The First International Future Mining Conference, November 2008,* Sydney Australia.

Revuelta J., Reyes F. & Pozo R. 2008. El Teniente New Mine Level Project. Paper presented at *The First International Future Mining Conference, November 2008,* Sydney Australia.

Ruiz-del-Solar J., Widzyk-Capehart E., Vallejos P. & Asenjo R. 2015. Synergistic Collaboration of Human and Automated Systems – Innovative Steps Towards Fully Autonomous and Continuous Mining Systems. Paper presented at *The Third International Future Mining Conference*, November 2015 Sydney Australia.

Schmitt H.H., Farrelly C.T. & Franklin D.C. 2008. Mining and the Future of Space Exploration. Paper presented at *The First International Future Mining Conference, November 2008,* Sydney Australia.

Shooks M., Johansson B., Andersson E. & Lööw J. 2014. *Safety and Health in European Mining*, Project report I^2mine. 112 p. Human Work Science, Luleå University of Technology.

Skirde J. & Schmid M. 2008. Underground Information Technology Infrastructure – A Sound Basis for Efficient Future Mining Operations. Paper presented at *The First International Future Mining Conference, November 2008,* Sydney Australia.

Weiner S. 2008. Mechanised Tunnelling Technologies for Mining Applications. Paper presented at *The First International Future Mining Conference, November 2008,* Sydney Australia.

Wibowo A.P. & Rosyid F.A. 2008. Development Concept in the Mining Industry – An Accelerator to Achieve Regional Sustainable Development. Paper presented at *The First International Future Mining Conference, November 2008,* Sydney Australia.

Widzyk-Capehart E. & Duff E. 2007. Automation: a blessing or a curse? Paper presented at *The Sixteenth International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection (MPES 2007), December 2007*, Bangkok, Thailand.

Rozwój klimatyzacji wyrobisk dołowych w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. warunkiem zachowania bezpieczeństwa pracy oraz poziomu produkcji

Aleksander Wardas, Antoni Jakubów
Jastrzębska Spółka Węglowa S.A.

STRESZCZENIE: W ostatnich kilkunastu latach w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej wystąpiło znaczne pogorszenie cieplnych warunków pracy. W związku z trudnościami zapewnienia poprawnych warunków klimatycznych metodami konwencjonalnymi, tj. sposobami wentylacyjnymi lub odpowiednio dobranymi systemami rozcinki i eksploatacji, kopalnie najbardziej zagrożone, tj. „Budryk", Pniówek", „Borynia", „Jas-Mos", „Zofiówka" zmuszone zostały do wdrażania metod klimatyzacji opartych na dostępnych, lokalnych urządzeniach chłodniczych oraz klimatyzacji grupowej lub centralnej.

W artykule scharakteryzowano stan zagrożenia klimatycznego oraz koszty ponoszone na jego zwalczanie. Przedstawiono zarys historyczny rozwoju klimatyzacji wyrobisk dołowych w kopalniach oraz skuteczność podejmowanych działań w zwalczaniu tego zagrożenia. Podkreślono, że dla zachowania poprawnych warunków bezpieczeństwa pracy oraz poziomu produkcji, konieczny jest dalszy rozwój klimatyzacji wyrobisk dołowych.

SŁOWA KLUCZOWE: Cieplne warunki pracy, zagrożenie klimatyczne, klimatyzacja

1. WPROWADZENIE

Wraz ze wzrostem głębokości eksploatacji potęgują się czynniki utrudniające prowadzenie działalności górniczej. Jednym z nich jest temperatura. Pierwotna temperatura skał wraz z głębokością systematycznie rośnie, zgodnie z wielkością stopnia geotermicznego.

W wyniku tego w wyrobiskach podziemnych występują wysokie temperatury, co po uwzględnieniu wilgotności powietrza powoduje znaczne pogorszenie się warunków klimatycznych z jakimi spotykamy się w kopalniach.

Charakter oraz intensywność wymiany ciepła pomiędzy powietrzem a otaczającym wyrobiska kopalniane górotworem zależy od wielu czynników, z których główną rolę odgrywa głębokość zalegania i związana z nią temperatura pierwotna skał. Wartość temperatury pierwotnej skał na najgłębszym poziomie eksploatacyjnym jest miarą zagrożenia klimatycznego w odniesieniu do całej kopalni.

Sposoby poprawy warunków klimatycznych związane są z wentylacją, klimatyzacją, z postępem technicznym i organizacją pracy. Poprawę systemu wentylacyjnego uzyskuje się poprzez zwiększenie prędkości przepływu powietrza. Można je uzyskać, w szczególnie zagrożo-

nych klimatycznie rejonach wentylacyjnych, poprzez regulację sieci wentylacyjnej, zmiany parametrów pracy wentylatorów głównych, lokalny nawiew powietrza wywołany wentylatorami swobodnymi lub strumienicami. Szczególnie dobre efekty uzyskuje się w kopalniach o wysokiej wilgotności względnej powietrza, czyli w kopalniach węgla i miedzi.

Drugim sposobem poprawy warunków klimatycznych jest klimatyzacja, polegająca na obniżeniu temperatury powietrza oraz zmianach jego wilgotności. Stosowanie specjalistycznych maszyn klimatyzacyjnych obniża temperaturę powietrza jednocześnie zwiększając jego wilgotność względną.

Natomiast techniczne i organizacyjne metody poprawy warunków klimatycznych polegają na zmniejszeniu wydatku energetycznego pracowników. Stosując nowoczesne zmechanizowane i zautomatyzowane urządzenia zmniejsza się wysiłek fizyczny pracownika, a więc i jego wydatek energetyczny. Zakładając podczas pracy górników w gorących przodkach obowiązkowe przerwy na odpoczynek, również następuje zmniejszenie wydatku energetycznego.

Oddziaływanie wysokich temperatur i dużej wilgotności na pracowników zatrudnionych w wyrobiskach podziemnych jest szkodliwe dla ich zdrowia i powoduje zmniejszenie wydajności pracy. Przeciążenie organizmu ludzkiego wywołane ciepłem ujemnie wpływa na sprawność fizyczną i koordynację ruchową oraz na zdolność do reagowania na sygnały świetlne, koncentrację i zdolność do podejmowania szybkich decyzji. Przeciążenie organizmu ciepłem może objawiać się również różnymi formami zdenerwowania, złości oraz innymi emocjami prowadzącymi do podejmowania przez osoby wykonujące niebezpieczne prace pochopnych kroków. Osoby starsze są mniej odporne na przeciążenia cieplne. U osób starszych wydzielanie się potu jest opóźnione i dłużej trwa u nich powrót do temperatury normalnej po przegrzaniu organizmu. Na temperaturę organizmu ludzkiego mają wpływ nie tylko czynniki mikroklimatu, ale również metabolizm wewnętrzny organizmu określany przez wielkość wydatku energetycznego. Aby zapobiec wzrostowi temperatury wewnętrznej, należy podjąć działania mające na celu skuteczniejszy odbiór ciepła z organizmu lub zmniejszyć wydatek energetyczny.

Pojęcie warunków klimatycznych panujących w środowisku zawsze powinno odnosić się do człowieka, który w nim przebywa, pracuje lub odpoczywa. Zależą one od szeregu czynników związanych z klimatem panującym w środowisku oraz z człowiekiem.

Klimatyczne warunki pracy w kopalniach określa się wskaźnikiem dyskomfortu cieplnego δ, którego wielkość jest bezwymiarowa [1]. Określa on, w jakim stopniu klimatyczne warunki pracy w danym środowisku różnią się od warunków komfortu cieplnego oraz od warunków klimatycznych granicznych pod względem bezpieczeństwa cieplnego.

Rozpoznanie zagrożenia klimatycznego jest potrzebne przy projektowaniu procesu technologicznego i przy ustalaniu bezpiecznych warunków pracy (między innymi: czas pracy, ciężkość pracy). W wielu krajach do oceny zagrożenia klimatycznego w kopalniach wykorzystuje się zasadniczo parametry powietrza kopalnianego kształtujące warunki klimatyczne. Do tych parametrów należy zaliczyć: temperaturę i wilgotność powietrza oraz jego prędkość przepływu. Wśród szeregu kryteriów stosowanych w górnictwie zagranicznym do oceny zagrożenia klimatycznego wykorzystuje się następujące parametry:

- wskaźniki charakteryzujące środowisko termiczne takie jak: temperatura powietrza, temperatura promieniowania, wilgotność naturalna i prędkość ruchu powietrza,
- wielkość przemiany metabolicznej organizmu wyrażona wielkością wydatku energetycznego, a w konsekwencji kategoria ciężkości pracy oraz izolacyjność cieplna odzieży.

Warunki geotermiczne oraz głębokość eksploatacji prowadzonej w kopalniach powodują, że w wyrobiskach często występuje przekroczenie temperatury 28°C. Zgodnie z dotychczas obowiązującymi polskimi przepisami praca jest dozwolona w normalnym wymiarze czasu,

jeśli temperatura powietrza mierzona na termometrze suchym nie przekracza 28^0C a intensywność chłodzenia nie jest mniejsza od 11 katastopni wilgotnych. Jeśli temperatura na termometrze suchym zawiera się w przedziale $28 \div 33^0$C lub intensywność chłodzenia jest mniejsza od 11 katastopni wilgotnych to obowiązuje skrócony dzień pracy do 6 godzin.

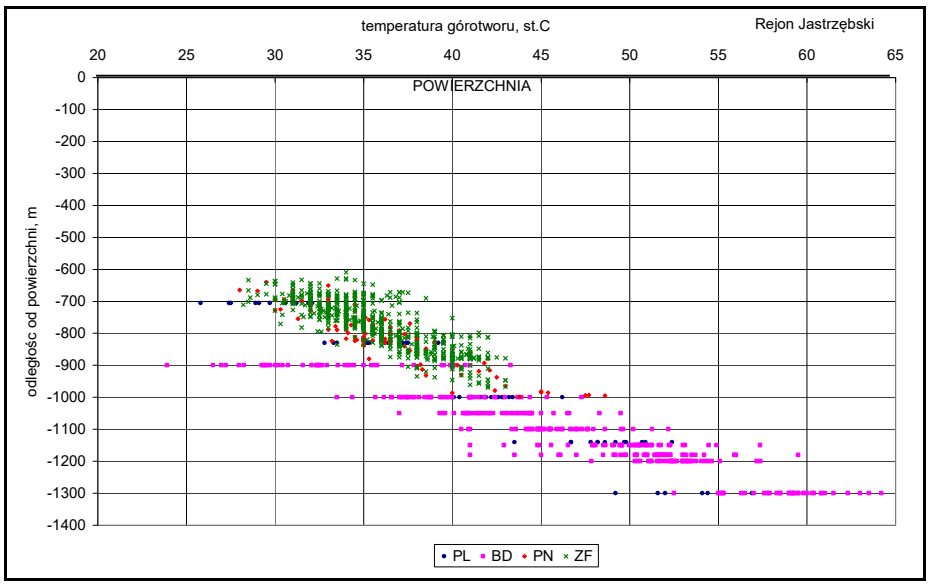
2. STAN ZAGROŻENIA KLIMATYCZNEGO W KOPALNIACH JSW S.A.

W latach 1960-1980 głębokość eksploatacji w kopalniach należących obecnie do Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. nie przekraczała 500 m. Aktualnie większość polskich kopalń węgla kamiennego prowadzi eksploatację złoża węgla na coraz większych głębokościach, znacznie poniżej 700 metrów, a w kopalniach JSW S.A. osiąga się głębokość dochodzącą do 1000 m i planowany jest jej dalszy wzrost nawet do 1300 m. Rysunek 3 przedstawia zmianę temperatury górotworu na obszarze kopalń i pól rezerwowych Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. (PL-pole Pawłowice I, BD-pole Bzie Dębina, PN-obszar kop. Pniówek, ZF-obszar kop. Zofiówka). Pole temperatury skał na danym poziomie głębokościowym nie jest jednorodne i pomiędzy nawet sąsiadującymi kopalniami występują znaczące anomalie temperaturowe. Temperatura pierwotna na głębokości 900 m na terenach kopalń JSW S.A. zawiera się w przedziale od 36 do 44°C [4], za wyjątkiem kopalni „Budryk", gdzie temperatura na tej głębokości zawiera się w przedziale od 28,1 do 34°C. Od głębokości 1050 m, z uwagi na niski stopień geotermiczny (24,2 m/°C) temperatura pierwotna górotworu w kop. „Budryk" szybko wzrasta i na poz. 1290 osiąga wartość 51,2°C.

Problemy klimatyczne większości kopalń JSW S.A. zaczęły systematycznie narastać wraz z przechodzeniem na niższe (głębsze) poziomy eksploatacyjne oraz wprowadzaniem nowoczesnych i wysokowydajnych technologii (maszyn i urządzeń górniczych) w zakresie drążenia wyrobisk, eksploatacji ścianowej, odstawy i transportu urobku oraz transportu materiałów. Obecnie we wszystkich kopalniach JSW S.A. występuje zagrożenie klimatyczne.

Na kształtowanie się zagrożenia klimatycznego w kopalniach JSW S.A. wpływ mają m.in. następujące czynniki [4]:

- występujące w rejonie kopalń anomalie geotermiczne, obejmujące część kopalń JSW S.A. („Budryk", „Borynia", „Jas-Mos", „Pniówek" i „Zofiówka"),
- zwiększająca się głębokość eksploatacji a tym samym temperatura skał – obecna głębokość eksploatacji w kopalniach JSW S.A. wynosi od 850 do 1000 m,
- coraz większa koncentracja produkcji i związane z tym ciągłe zwiększanie mocy maszyn i urządzeń górniczych - moc zainstalowana w ścianie niejednokrotnie przekracza 2 MW,
- ilość powietrza doprowadzana szybami wdechowymi,
- sposób rozprowadzenia powietrza, uwarunkowany podstawową rozcinką złoża oraz strukturą wentylacyjną rejonów eksploatacyjnych uzależnioną w wielu przypadkach od stanu i rodzaju innych zagrożeń naturalnych,
- intensywność przewietrzania rejonów (przodków),
- postępy drążenia przodków i wielkości wydobycia z poszczególnych przodków,
- rodzaj transportu urobku oraz lokalizacja dróg transportowych w sieci wentylacyjnej,
- naturalne i technologiczne zawilgocenie wyrobisk i powietrza.

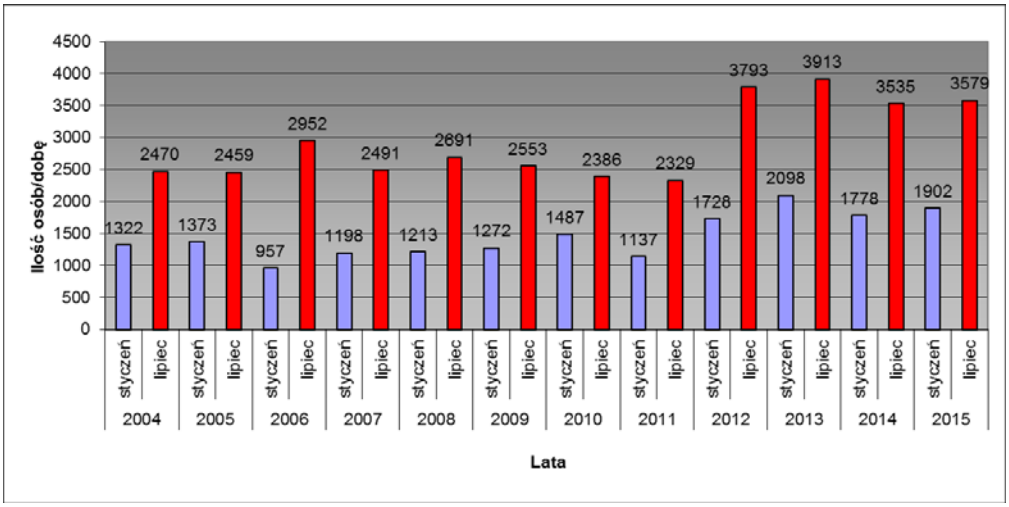


Rys. 1. Zmiana temperatury górotworu z głębokością dla Kopalń JSW S.A.
Figure 1. Change of the rock mass temperature along with the depth at JSW S.A.

Dla monitorowania skali występującego zagrożenia temperaturowego w kopalniach JSW S.A. wykonywane są w okresach miesięcznych zbiorcze zestawienia w odniesieniu do ilości wyrobisk – miejsc pracy, w których występują przekroczone parametry klimatyczne, a także ilości pracowników zatrudnionych na dobę w powyższych, trudnych warunkach klimatycznych – tablica 1 oraz rysunek 2.

Tablica 1. Zestawienie ilości pracowników zatrudnionych w wyrobiskach podziemnych na stanowiskach pracy z przekroczonymi parametrami klimatycznymi w kopalniach JSW S.A. za rok 2015
Table 1. Statement of the number of employees working underground at workplaces with exceeded climate parameters in the mines of JSW S.A. for 2015

KOPALNIA	Ilość pracowników zatrudnionych w poszczególnych miesiącach 2015 r. [prac/miesiąc]												
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII	Suma
R. Borynia	4100	1180	7900	8190	8880	9030	11730	11540	9200	9200	8000	6800	**95750**
R. Jas-Mos	12345	5463	6492	6183	7474	10127	15850	17235	20072	15124	7961	7252	**131578**
R. Zofiówka	7743	5521	12027	12551	8639	11824	19241	19899	22084	15561	14224	10114	**159428**
Budryk	1059	483	1604	894	419	945	909	999	891	691	426	201	**9521**
Krupiński	1086	1065	2692	2623	3557	5732	5909	2901	3286	2746	1136	900	**33633**
Pniówek	6766	3806	9559	11381	13125	15356	14766	19168	22018	17576	14847	13040	**161408**
R. Knurów	8126	6939	10222	5096	5332	6447	5275	6594	6658	6321	5094	4882	**76986**
R. Szczygłowice	626	256	438	164	688	2064	5053	10393	13041	9513	3316	1002	**46554**
RAZEM	**41851**	**24713**	**50934**	**47082**	**48114**	**61525**	**78733**	**88729**	**97250**	**76732**	**55004**	**44191**	**714858**



Rys. 2. Porównanie ilości osób/dobę zatrudnionych w miesiącach styczeń i lipiec na stanowiskach pracy z przekroczonymi parametrami klimatycznymi w kop. JSW S.A. w latach 2004-2015
Figure 2. Comparing the number of persons/day working in the months of January and July at workplaces with exceeded climate parameters at the JSW S.A. mines in the years 2004-2015

3. ROZWÓJ KLIMATYZACJI WYROBISK DOŁOWYCH

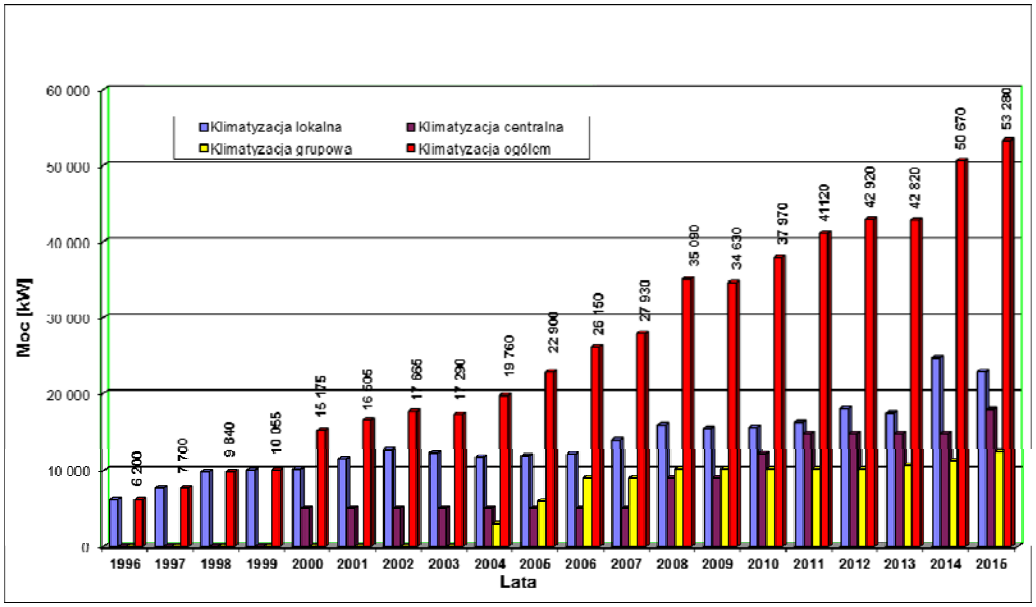
3.1. *Klimatyzacja w kopalniach do roku 2000*

W polskim górnictwie węgla kamiennego, analogicznie jak w istniejących zagłębiach górniczych na świecie, rozwój techniki klimatyzacyjnej oraz sposobów chłodzenia powietrza kopalnianego przebiegał w kilku etapach.

W latach 90-tych ubiegłego wieku w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej wystąpiło znaczne pogorszenie cieplnych warunków pracy. W związku z trudnościami zapewnienia poprawnych warunków klimatycznych metodami konwencjonalnymi tj. sposobami wentylacyjnymi lub odpowiednio dobranymi systemami rozcinki i eksploatacji, wszystkie kopalnie JSW S.A. zmuszone zostały do wdrażania metod klimatyzacji. W początkowym okresie wprowadzania klimatyzacji do kopalń stosowano urządzenia lokalne o małych mocach chłodniczych. Znajdowały one głównie zastosowanie do chłodzenia powietrza w poszczególnych przodkach drążonych wyrobisk korytarzowych i eksploatacyjnych.

Pierwsze urządzenia chłodnicze o bezpośrednim działaniu typu WK-120 produkcji NRD w kopalniach węgla kamiennego pojawiły się w 1966 r. W kopalniach należących później do JSW S.A. pierwsze urządzenia chłodnicze GUC-250P uruchomiono w latach 1985-1986 w budowanej kopalni „Kaczyce" („Morcinek"). W latach 1987-1989 – następne urządzenia GUC-250P uruchamiane zostają w kop. „Borynia" – 1 szt., „XXX-lecia PRL" (obecnie „Pniówek") – 2 szt., „Jastrzębie" – 1 szt. Oraz „Kaczyce" 2 sztuki. W okresie 1989-1995 r. – następuje sukcesywna rozbudowa systemów klimatyzacji w w/w kopalniach, po czym od 1995 r. – wdrażane zostają pierwsze niemieckie urządzenia chłodnicze o działaniu bezpośrednim typu DV 290 firmy GFW oraz LKM2-290 firmy Wende & Malter.

Z powyższego wynika, że w latach 1985-2000 stosowano w kopalniach należących obecnie do JSW S.A. wyłącznie lokalne urządzenia chłodnicze (na rysunku 3 poniżej przedstawiono moce zainstalowanych urządzeń chłodniczych za okres 1996-2015).



Rys. 3. Wzrost mocy zainstalowanych urządzeń chłodniczych w kop. JSW S.A. w latach 1996–2015
Figure 3. The increase in capacity of refrigeration equipment installed in the JSW SA mines in the years 1996–2015

3.2. *Klimatyzacja w kopalniach w latach 2000÷2015*

Pod koniec lat dziewięćdziesiątych ubiegłego wieku prowadzono prace studialne dla kopalń JSW S.A. w kierunku zastosowania wyższego stadium klimatyzacji. Analizując rozwój klimatyzacji centralnej zasadniczą uwagę zwrócono na doświadczenia kopalń niemieckich oraz południowo-afrykańskich, w których to krajach od dłuższego czasu jest stosowana klimatyzacja centralna.

W wyniku prac analitycznych przeprowadzonych przez Akademię Górniczo-Hutniczą, przy współudziale specjalistów z JSW S.A. i kopalni „Pniówek" powstała koncepcja wdrożenia w KWK „Pniówek" centralnej instalacji chłodniczej. Po zebraniu szeregu ofert na projekt i realizację powyższego przedsięwzięcia inwestycyjnego, zdecydowano się na wybór rozwiązania pozwalającego wykorzystać będący w dyspozycji kopalni, ujęty metan jako paliwo do zasilania silników gazowych, które z kolei napędzać będą turbinę elektryczną [2,4].

Od połowy roku 2000 w KWK „Pniówek" uruchomiono klimatyzację centralną zbudowaną w postaci układu skojarzonego energetyczno-chłodniczego (uruchomienie w dwóch etapach). Jest to nowoczesny, energetyczny układ trigeneracyjny. Instalacja skojarzonego układu energetyczno-chłodniczego w KWK "Pniówek" o mocy elektrycznej 6,4 MW i mocy chłodniczej 5,0 MW była pierwszą tego typu instalacją w Polsce z zastosowaniem silnika gazowego, która

umożliwia wytwarzanie tzw. ciepła nisko- i wysokotemperaturowego. Układ składał się z dwóch identycznych bloków pracujących równolegle.

W związku z prowadzeniem robót górniczych na poziomie 1000 m, zapotrzebowanie mocy chłodniczej w latach 2009÷2017 dla tego poziomu będzie wzrastać i osiągnie maksymalnie moc 7 MW, dlatego dla poprawy trudnych warunków klimatycznych już w 2007 r. rozpoczęto rozbudowę istniejącego układu klimatyzacji centralnej.

W chwili obecnej (stan na 31.12.2015 r.) istnieje następujący układ instalacji chłodniczej centralnej klimatyzacji o sumarycznej mocy chłodniczej 10,7 MW:

- dwie linie chłodnicze o mocy chłodniczej 2,5 MW każda (czyli I i II etap chłodniczy zbudowany w 2000 r. – razem 5 MW) w skład każdej linii chłodniczej wchodzą:
  - chłodziarka absorpcyjna bromkowo-litowa ciepłowodna firmy YORK typu YIA HW 3B3 zasilana ciepłem uzyskanym z chłodzenia silników o parametrach 85/70°C,
  - chłodziarka absorpcyjna bromkowo-litowa gorącowodna firmy YORK typu YIA HW 6C4 zasilana ciepłem uzyskanym ze spalin z silników o parametrach 125/100°C,
  - chłodziarka sprężarkowa amoniakalna firmy YORK typu YLC 717 SE-SD 64 WCOC,
  - trójkomorowy hydrostatyczny podajnik cieczy firmy SIEMAG typ DRKA 200.
- w 2007 roku rozbudowano powierzchniową część układu o trzeci silnik gazowy z generatorem elektrycznym o mocy elektrycznej 3,9 MW oraz o współpracującą z resztą układu instalacją tzw. „FREECOOLING-u" z chłodnicami glikolu typu DFCV/S9026-S616B o mocy chłodniczej 1,5 MW dla to = 0^{0}C.
- jedna linia chłodnicza (tzw. III etap chłodniczy) o mocy 2,5 MW (uruchomiona w 2008 r.) w skład której wchodzą następujące urządzenia:
  - chłodziarka absorpcyjna bromkowo-litową firmy Broad typu BDH 700,
  - chłodziarka absorpcyjna bromkowo-litową firmy Broad typu BDH 1663,
  - chłodziarka sprężarkowa amoniakalna firmy Grasso RT Gmbh PB-2B.
- w 2009 roku rozbudowano dołową część układu o drugi trójkomorowy hydrostatyczny podajnik cieczy firmy SIEMAG typ P.E.S DN250. Trójkomorowe hydrostatyczne podajniki cieczy na poziomie 830 i na poziomie 1000 pracują w układzie równoległym z odpowiednim podziałem mocy chłodniczej wynikającym z zapotrzebowania na moc chłodniczą na poziomach. Podajniki cieczy firmy SIEMAG odpowiednio redukują ciśnienia wody z wielkości wynikającej z wysokości słupa wody (między 10-12 Mpa) w rurociągu prowadzonym z powierzchni do wielkości ciśnienia występującego w sieci dołowej (maks. 4,0 Mpa). Przepływ wody w zamkniętym obiegu dołowym wymuszają pompy obiegowe wody chłodniczej dla poziomu 830 typu OWH200/3 a dla poziomu 1000 typu OW200/4.
- jedna linia chłodnicza (tzw. IV etap chłodniczy – uruchomiony w 2010 roku) zwiększający moc chłodniczą o 2 x 1,66 MW (3,32 MW sumarycznie) składający się z dwóch chłodziarek sprężarkowych firmy Grasso wraz z układem tzw. „mokrego FREECOOLING-u",
- grudzień 2013 – uzyskanie przepływu wody lodowej na poziomie 600t/h.
  Planowana jest dalsza rozbudowa centralnego układu klimatyzacji do 15 MW w roku 2020.

W maju 2008 r. w KWK „Budryk" oddano do użytku klimatyzację centralną z lokalizacją agregatów klimatyzacyjnych na powierzchni w rejonie szybu VI oraz dołowe stanowisko trójkomorowo-rurowego podajnika cieczy PES/DRKA zabudowane na podszybiu poziomu 900. Zabudowane zostały dwa agregaty chłodnicze ze sprężarkami śrubowymi Grasso RT GmbH (Niemcy) o łącznej mocy 4 MW i możliwością rozbudowy do 6 MW. Czynnikiem chłodniczym w tych agregatach klimatyzacyjnych jest amoniak.

W momencie uruchamiania centralnej klimatyzacji sumaryczna długość trasy rurociągów preizolowanego i nieizolowanego wynosiła 12 790 mb oraz zabudowanych było w wyrobiskach dołowych 7 chłodnic powietrza. Obieg ten jest promieniowy i posiada kilka gałęzi, w których transportowana jest woda lodowa.

Stale zwiększające się zapotrzebowanie na chłód w podziemnych wyrobiskach w efekcie doprowadziło do modernizacji układu centralnej klimatyzacji i zwiększenia mocy chłodniczej stacji powierzchniowej z zainstalowanych 4 MW w roku 2007, do 7,2 MW w roku 2015 z równoczesnym dobudowaniem drugiego stanowiska trójkomorowo rurowego podajnika cieczy na poz. 1050. Obecnie długość obiegu wtórnego (składającego się z rur stalowych i z tworzyw sztucznych o średnicach od 250 mm do 100 mm) wynosi około 46 000 mb (trwa nadal rozbudowa), a w wyrobiskach dołowych w miesiącu listopadzie 2015 r. zabudowanych było 39 urządzeń chłodniczych.

Aktualnie prowadzona jest zabudowa silników gazowych z generatorami prądu o mocy $2x4MW_{elektr}$ (termin zabudowy do maja 2016 r.). W następnej kolejności do 2018 r. rozbudowana zostanie centralna klimatyzacja do mocy 10 MW wraz z modernizacją trójkomorowego podajnika cieczy DRKA150 na PES DN250 i jego przebudową z poz. 900 na poz. 1290.

Oprócz wcześniej wymienionych urządzeń klimatyzacji lokalnej oraz dwóch układów klimatyzacji centralnej zabudowane zostały w czterech kopalniach JSW S.A. układy klimatyzacji grupowej, w tym w kopalniach „Borynia", „Jas-Mos" i „Zofiówka" po 3 MW mocy chłodniczej, natomiast w KWK „Krupiński" – 1,2 MW, co wówczas stanowiło łącznie 10,2 MW mocy chłodniczej.

Systemy klimatyzacji grupowej o mocy chłodniczej 3 MW zostały wdrożone w kopalniach „Zofiówka" (2004 r.) [3], „Borynia" (2005 r.) i „Jas-Mos" (2006 r.). W przyjętych rozwiązaniach zastosowano zabudowę dwóch agregatów chłodniczych o mocy 2 MW i 1 MW w układzie równoległym schładzania wody, które zabudowano w wyrobiskach podziemnych.

Odmienne od powyższych, ze względu na moc chłodniczą, rozwiązanie układu klimatyzacji grupowej znajduje się w KWK „Krupiński". W przypadku tej kopalni moc układu klimatyzacji grupowej w chwili uruchomienia w lipcu 2008 r. wynosiła tylko 1,2 MW (2 agregaty po 600 kW). Przedmiotową klimatyzację rozbudowano o następne 2 agregaty i sumaryczna moc chłodnicza klimatyzacji grupowej wynosi 2,25 MW.

Podobne rozwiązanie klimatyzacji grupowej o mocy chłodniczej 1,2 MW (2 agregaty po 600 kW) znajduje się w KWK „Knurów-Szczygłowice" Ruch Knurów, natomiast w Ruchu Szczygłowice prowadzona jest budowa klimatyzacji grupowej o mocy chłodniczej 1,8 MW (3 agregaty po 600 kW).

Obecnie na ukończeniu jest również budowa centralnej klimatyzacji na Ruchu Zofiówka, która współpracować będzie z istniejącym grupowym układem klimatyzacji. Moc chłodnicza tej klimatyzacji wynosić będzie 8,5 MW.

W przyszłości, z uwagi na stale zwiększającą się głębokość eksploatacji, należy liczyć się z dalszym, znacznym pogorszeniem warunków klimatycznych w większości kopalń JSW S.A., a dla udostępnianego złoża „Bzie Dębina 1–Zachód" zagrożenie klimatyczne może być zagrożeniem dominującym.

Wprowadzenie klimatyzacji centralnej oraz układów klimatyzacji grupowej przyczyniło się do znacznej poprawy warunków klimatycznych oraz poprawy warunków bezpieczeństwa pracy w kopalniach JSW S.A. W niektórych klimatyzowanych ścianach zdarzają się przekroczenia temperatury suchej powietrza 28°C, w związku z tym podejmowane są próby stosowania ścianowych chłodnic powietrza umieszczanych w miejscach przekroczenia podanej wartości temperatury.

W tablicy 2 podano nominalną moc chłodniczą w systemach klimatyzacji wyrobisk dołowych kopalń JSW S.A., której wartość na dzień 31.12.2015 r. wynosi 53,28 MW.

Tablica 2. Nominalna moc chłodnicza urządzeń w systemach klimatyzacji wyrobisk dołowych kopalń JSW S.A. (stan na 31.12.2015 r.)
Table 2. Nominal cooling capacity of the equipment in air conditioning systems at JSW S.A. underground mine workings (as of 31.12.2015)

Kopalnia	Nominalna moc chłodnicza urządzeń klimatyzacji [kW]			
	Lokalna	Grupowa	Centralna	Ogółem
Borynia	4 090	3 000	-	**7 090**
Zofiówka	1 880	3 000	-	**4 880**
Jas-Mos	2 170	3 000	-	**5 170**
Budryk	4 500	-	7 200	**11 700**
Krupiński	900	2 250	-	**3 150**
Pniówek	1 780	-	10 700	**12 480**
R. Knurów	4 130	1 200	-	**5 330**
R. Szczygłowice	3 480	-	-	**3 480**
Razem	**22 930**	**12 450**	**17 900**	**53 280**

4. SKUTECZNOŚĆ DZIAŁAŃ I KOSZTY PONOSZONE NA ZWALCZANIE ZAGROŻENIA KLIMATYCZNEGO

Stale zwiększająca się głębokość eksploatacji i występujące przy tym znaczne pogorszenie warunków klimatycznych w większości kopalń JSW S.A. wymuszają, dla poprawy warunków bezpieczeństwa pracy i utrzymania planowanego poziomu wydobycia, wprowadzanie coraz większych mocy chłodniczych układów klimatyzacji centralnej i grupowej. W okresie ostatnich 15 lat nastąpił ponad 5-cio krotny wzrost (rys. 3) mocy zainstalowanych urządzeń chłodniczych w kopalniach JSW S.A., co bezpośrednio przyczynia się do znacznego wzrostu nakładów na profilaktykę w zakresie zwalczania zagrożenia klimatycznego.

Z analizy kosztów profilaktyki BHP w JSW S.A. poniesionych w latach 2004-2015 wynika, że środki finansowe przeznaczane na profilaktykę w zakresie zwalczania zagrożenia klimatycznego w kopalniach JSW S.A. wzrosły w analizowanym okresie ponad czterokrotnie i w 2014 r. Wynosiły 74 525,6 tys. zł.

Z uwagi na wysoki stan zagrożenia klimatycznego utrzymany zostanie nadal wzrostowy trend nakładów na profilaktykę w zakresie zagrożenia klimatycznego, co umożliwi ewentualne obniżenie kosztów ponoszonych z tytułu skróconego czasu pracy.

Jednocześnie należy tutaj podkreślić, że powyższe koszty nie były jedynymi kosztami z tytułu występującego zagrożenia klimatycznego, ponieważ roczne koszty skrócenia czasu pracy z 7,5 do 6 godzin na stanowiskach z przekroczonymi parametrami klimatycznymi były wyższe od kosztów profilaktyki BHP i w 2014 r. Wynosiły 89 000,3 tys. Zł. Łącznie suma kosztów ponoszonych w 2014r. Przez kopalnie z tytułu występującego zagrożenia klimatycznego (koszty skrócenia czasu pracy oraz koszty profilaktyki – klimatyzacji wyrobisk dołowych) wynosiła 163 525,6 tys. Zł. Zestawienie kosztów z tytułu skróconego czasu pracy oraz z tytułu profilaktyki przedstawiono w tablicy 3.

Pomimo ponoszonych wysokich kosztów na klimatyzację wyrobisk dołowych w dalszym ciągu występują stanowiska pracy z przekroczoną dopuszczalną temperaturą, a koszty ponoszone z tytułu skróconego czasu pracy są znacznie wyższe od kosztów ponoszonych na profilaktykę w zakresie zagrożenia klimatycznego (tabl. 3). Zatem zmniejszenie ilości osób zatrudnionych w skróconym czasie pracy zdecydowanie ograniczy koszty ponoszone z tytułu występującego zagrożenia klimatycznego. Właściwym kierunkiem osiągnięcia powyższego celu jest zwiększenie ilości klimatyzowanych wyrobisk dołowych (miejsc pracy) poprzez efektywniejsze wykorzystanie nominalnej mocy chłodniczej posiadanych urządzeń klimatyzacji oraz dalszą rozbudowę systemów klimatyzacji.

Tablica 3. Zestawienie kosztów z tytułu zagrożenia klimatycznego kop. JSW S.A. w latach 2004-2015
Table 3.Summary of the costs in respect of climatic hazard at JSW S.A. mines in the years 2004-2015

Lata	Wydobycie	Koszty skrócenia czasu pracy	Koszty klimatyzacji wyrobisk dołowych (profil. BHP)	Koszty ogółem	Obciążenie kosztu jednostk. oddz. wydobywcz. z tyt. skrócenia czasu pracy	Obciążenie kosztu jednostk. oddz. wydobywcz. z tytułu klimatyzacji	Obciążenie ogółem kosztu jednostk. oddz. wydobywcz. z tyt. zagroż. klimatycznego
	[tys. Mg]	[tys. zł.]	[tys. zł.]	[tys. zł.]	[zł/Mg]	[zł/Mg]	[zł/Mg]
2004	13 738,7	30 851,1	17 654,9	48 506,0	2,24	1,29	**3,53**
2005	12 824,9	35 510,3	17 712,1	53 222,4	2,90	1,25	**4,15**
2006	13 325,2	38 105,9	21 156,3	59 262,2	2,86	1,60	**4,46**
2007	11 822,4	40 256,3	27 550,0	67 806,3	3,40	2,33	**5,73**
2008	13 639,5	48 453,3	33 723,6	82 176,9	3,55	2,47	**6,02**
2009	11 400,2	45 771,4	37 338,8	83 110,2	4,01	3,28	**7,29**
2010	13 329,1	41 173,2	44 652,8	85 826,0	3,09	3,35	**6,44**
2011	12 610,1	68 133,6	51 305,6	119 439,2	5,40	4,07	**9,47**
2012	13 462,4	82 120,4	64 700,9	146 821,3	6,10	4,81	**10,91**
2013	13 626,8	93 714,0	64 698,2	158 412,2	6,88	4,75	**11,63**
2014	13 946,6	89 000,3	74 525,6	163 525,9	6,38	5,34	**11,73**
IX.2015	11 890,3	57 415,4	55 011,6	112 427,0	4,83	4,63	**9,46**

Mając na uwadze wysokie koszty ponoszone na profilaktykę zagrożenia klimatycznego oraz dążąc do wzrostu efektywności wykorzystania posiadanych urządzeń chłodniczych, zlecono w 2012 r. Zespołowi AGH w Krakowie przeprowadzenie audytu klimatyzacji we wszystkich kopalniach JSW S.A.

Przeprowadzony w kopalniach JSW S.A. audyt klimatyzacji wskazał popełniane błędy i wykazał duże możliwości w zakresie poprawy wykorzystania posiadanej przez kopalnie mocy chłodniczej. W związku z powyższym wydane zostało w kwietniu 2013 r. Zarządzenie Prezesa Zarządu JSW S.A. w sprawie zwalczania zagrożenia klimatycznego w kopalniach JSW S.A., którym zobowiązano kopalnie do podjęcia działań organizacyjno-technicznych, zaczynając już od etapu projektowania, zapewniających maksymalne wykorzystanie i efektywną eksploatację systemów i urządzeń chłodniczych, w tym m.in.:

- utworzono stanowisko nadsztygara wentylacji ds. klimatyzacji, który jest odpowiedzialny za rozpoznawanie i zwalczanie zagrożenia klimatycznego, klimatyzację wyrobisk, skuteczność i eksploatację urządzeń chłodniczych oraz gospodarkę urządzeniami chłodniczymi,
- zwiększono częstotliwość posiedzeń kopalnianych zespołów ds. rozpoznawania i zwalczania zagrożenia klimatycznego do min. 1x w miesiącu, które analizować i oceniać mają stan

zagrożenia klimatycznego robót prowadzonych i projektowanych, liczby pracowników zatrudnionych w skróconym czasie pracy, koszty profilaktyki klimatycznej, skuteczność działań podejmowanych dla zwalczania zagrożenia klimatycznego, gospodarkę wykorzystania posiadanych urządzeń chłodniczych i ich mocy chłodniczych,
- wyeliminowanie praktyki podłączania skraplaczy urządzeń chłodniczych do rurociągów klimatyzacji grupowej lub centralnej, jak również do rurociągów ppożarowych. Wyjątkowo rozwiązania takie można stosować w uzasadnionych sytuacjach, po uzyskaniu pozytywnej opinii kopalnianego zespołu ds. rozpoznawania i zwalczania zagrożenia klimatycznego,
- dokonywanie, na naradach w Biurze Produkcji z udziałem Kierowników Działów Wentylacji kopalń JSW S.A. i osób odpowiedzialnych za zwalczanie zagrożenia klimatycznego, okresowej oceny stany zagrożenia klimatycznego w kopalniach oraz skuteczności działań dla zwalczania tego zagrożenia.

Realizacja powyższych ustaleń Zarządzenia w sprawie zwalczania zagrożenia klimatycznego w kopalniach JSW S.A. oraz wdrażanie nowych innowacyjnych rozwiązań w schładzaniu powietrza w kopalniach, w tym m.in. zastosowanie wentylatorów o dużym spiętrzeniu i wydajności 900-1200 m^3/min wraz z lutniociągami o średnicy 1200 mm, jak również budowanych w różnej konfiguracji (w trasie lutniociągu i w bocznikach) chłodnic niskooporowych powietrza, a także zespołów baterii chłodniczych przegradzających wyrobisko korytarzowe z przepływowym prądem powietrza wskazują na podjęty prawidłowy kierunek działań mających na celu zwiększenie efektywności stosowanej klimatyzacji w kopalniach.

Dla przykładu działania związane z rozbudową centralnej klimatyzacji w KWK „Budryk" zarówno pod względem zwiększenia mocy chłodniczej powierzchniowej stacji jak również rozbudowa obiegu wtórnego centralnej klimatyzacji, pozwalają schładzać powietrze prawie we wszystkich miejscach prowadzonych robót górniczych, co przekłada się na możliwość prowadzenia prac w normalnym czasie pracy a także pozwala w znacznym stopniu ograniczyć ilość przepracowanych roboczodniówek w skróconym czasie ze względu na przekroczone parametry klimatyczne, co jest najważniejszą miarą, jeżeli chodzi o efekty związane z rozbudową centralnej klimatyzacji.

Analiza ilości roboczodniówek przepracowanych w tej kopalni w skróconym czasie pracy wykazuje, że w roku 2014 w okresie od stycznia do listopada liczba roboczodniówek przepracowanych w skróconym czasie ze względu na przekroczone parametry klimatyczne wyniosła 24951 roboczodniówek, natomiast w roku 2015 w okresie od stycznia do listopada 9 320 roboczodniówek, czyli spadek o 15 631 roboczodniówek tj. 63% (tablica 4).

Udział roboczodniówek przepracowanych w skróconym czasie pracy ze względu na przekroczone parametry klimatyczne za jedenaście miesięcy 2014 roku w stosunku do wszystkich przepracowanych roboczodniówek na dole kopalni w 2014 roku wyniósł 7,3%., natomiast udział roboczodniówek przepracowanych w skróconym czasie pracy ze względu na przekroczone parametry klimatyczne za jedenaście miesięcy 2015 roku w stosunku do wszystkich przepracowanych roboczodniówek na dole kopalni w 2015 roku wyniósł 3,05%.

Podobnie z analizy ilości roboczodniówek przepracowanych w skróconym czasie pracy ze względu na przekroczone parametry klimatyczne za lata 2013-2015 dla wszystkich kopalń JSW S.A. widoczny jest wyraźny spadek ilości roboczodniówek, który przedstawia się następująco: w 2015 r. nastąpił spadek w stosunku do 2013 r. o 87 521 roboczodniówek (10,9%), a bez kopalni Knurów-Szczygłowice w tym samym okresie spadek ten wyniósł 211 061 (26,3%).

Powyższe potwierdza skuteczność działań podjętych w 2013 r. mających na celu obniżenie kosztów ponoszonych z tytułu zagrożenia klimatycznego w kopalniach JSW S.A.

Tablica 4. Miesięczne zestawienie liczby roboczodniówek przepracowanych na stanowiskach pracy z przekroczonymi dopuszczalnymi parametrami klimatycznymi w latach 2014 i 2015 w KWK „Budryk”
Table 4. Monthly summary of the number of man-days in workplaces with exceeded climate parameters in the years 2014 and 2015 in the “Budryk” coal mine

Lp.	Miesiąc	Pracownicy kopalni									Liczba roboczodniówek przepracowanych w miesiącu na stanowiskach z przekroczonymi parametrami klimatycznymi	
		Liczba roboczodniówek przepracowanych na stanowiskach z przekroczonymi parametrami klimatycznymi					Całkowita liczba roboczodniówek przepracowanych na dole - rok 2015		Udział roboczodniówek w przekroczonych warukach klimatycznych - rok 2015			
		Średnio na dobę w danym miesiącu [rbdn/d]		W sumie w danym miesiącu [rbdn]		Narastająco od początku roku 2015 [rbdn]	W sumie w miesiącu [rbdn]	Narastająco od początku roku [rbdn]	W miesiącu [%]	Narastająco od początku roku [%]	Pracownicy firm zewnętrznych	W sumie w kopalni, pracownicy kopalni i firm zewnetrznych
		Rok 2015	Rok 2014	Rok 2015	Rok 2014							
1.	Styczeń	53	60	1059	1258	1059	26569	26569	3,99	3,99	1082	2141
2.	Luty	18	60	483	1208	1542	18923	45492	2,55	3,39	612	1095
3.	Marzec	67	64	1604	1343	3146	30902	76394	5,19	4,12	1504	3108
4.	Kwiecień	30	67	894	1399	4040	30426	106820	2,94	3,78	731	1625
5.	Maj	17	64	419	1340	4459	27750	134570	1,51	3,31	344	763
6.	Czerwiec	31	102	945	2040	5404	27756	162326	3,40	3,33	380	1325
7.	Lipiec	29	216	909	4960	6313	29377	191703	3,09	3,29	289	1198
8.	Sierpień	32	175	999	3507	7312	25268	216971	4,0	3,37	615	1614
9.	Wrzesień	30	139	891	3054	8203	29788	246759	3,0	3,32	484	1375
10.	Październik	22	102	691	2234	8894	30349	277108	2,3	3,21	264	955
11.	Listopad	14	137	426	2608	9320	28408	305516	1,5	3,05	203	629
12.	Grudzień		97		1946							

Informacje zawarte w powyższych tabelach stanowią tajemnicę przedsiębiorstwa JSW S.A.
Ustawa z dnia 16 kwietnia 1993 r. o zwalczaniu nieuczciwej konkurencji (Dz.U. z 2003 r. nr 153, poz. 1503 z późn. zm.)

PODSUMOWANIE

Obecnie we wszystkich kopalniach JSW S.A. występują poważne problemy klimatyczne związane z występowaniem podwyższonej temperatury, co poprzez pogorszenie komfortu pracy wpływa niekorzystnie na osiąganą wydajność pracy i wyniki produkcyjne.

Problemy klimatyczne większości kopalń JSW S.A. zaczęły systematycznie narastać wraz z przechodzeniem na niższe (głębsze) poziomy eksploatacyjne oraz wprowadzaniem nowoczesnych i wysokowydajnych technologii (maszyn i urządzeń górniczych) w zakresie drążenia wyrobisk, eksploatacji ścianowej, odstawy i transportu urobku oraz transportu materiałów.

W przyszłości należy zatem liczyć się z dalszym, znacznym pogorszeniem się warunków klimatycznych w większości kopalń JSW S.A.

Z prowadzonych analiz wynika, że dla poprawy warunków bezpieczeństwa pracy uzasadnione ekonomicznie jest stosowanie klimatyzacji we wszystkich przodkach eksploatacyjnych i przygotowawczych, w których prognozuje się wystąpienie temperatury suchej powietrza wyższej od 28°C.

W przypadku zaniechania stosowania klimatyzacji zdolność wydobywcza kopalń byłaby znacznie ograniczona i miałaby charakter malejący z uwagi na sczerpywanie zasobów z czynnych poziomów wydobywczych i ograniczenie zakresu eksploatacji z poziomów będących w budowie. W wielu przypadkach z uwagi na przekroczenie dopuszczalnej temperatury powietrza powyżej 33°C spowodowałoby uniemożliwienie prowadzenia robót górniczych.

W perspektywie do 2020 roku, z uwagi na przewidywany wzrost zagrożenia klimatycznego, planowana jest dla poprawy warunków mikroklimatu na stanowiskach pracy dalsza rozbudowa istniejących, bądź budowa nowych systemów i urządzeń klimatyzacji grupowej lub centralnej w zależności od potrzeb.

LITERATURA

[1] Drenda J. 1993: Dyskomfort cieplny w środowiskach pracy kopalń głębinowych. Zeszyty Naukowe Politechniki Śl., Seria Górnictwo, z. 213.
[2] Szlązak N., Nawrat S., Jakubów A. 2000: Pierwsza klimatyzacja centralna w KWK „Pniówek" Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A.. Przegląd Górniczy, nr 10.
[3] Szlązak N., Obracaj D., Borowski M., Kubaczka Cz. 2004: Klimatyzacja grupowa podziemnych wyrobisk górniczych. Materiały Konferencji Naukowo-Technicznej XXXVI Dni Chłodnictwa, nt.: „Nowe rozwiązania techniczne w chłodnictwie i klimatyzacji w zastosowaniach praktycznych". Poznań, 14-15.09.2004. Wyd. „Systherm", Chłodnictwo i Klimatyzacja Sp. z o.o., Poznań.
[4] Szlązak N., Tor A., Jakubów A. 2006: Metody zwalczania zagrożenia temperaturowego w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Seria Wykłady nr 30, Szczyrk, IGSMiE PAN.

Development of Air-Conditioning in Underground Workings at JSW S.A. Mines as Necessary Condition for Work Safety and Production Volumes

JSW mines experienced significant deterioration of thermal conditions in the last few years. In view of the difficulties to ensure the proper climatic conditions by conventional methods, that is methods of ventilation or appropriately selected block development and exploitation, the mines with greatest risk such as "Budryk", "Pniówek", "Borynia", "Jas-Mos", "Zofiówka" were forced to implement methods based on available local refrigeration devices and group or central air conditioning.

The paper describes the state of climate risk and the costs of its combat. It also outlines historical development of the air-conditioning in underground workings of the mines and the effectiveness of measures taken to combat this threat. The authors stress that to maintain proper safety conditions and the level of production, further development of air conditioning in the underground workings is necessary.

Architektura systemu sprzedaży węgla na przykładzie Tauron Wydobycie S.A.

Tomasz Jadczak
Asseco Poland S.A.

STRESZCZENIE: Referat opisuje system informatyczny dedykowany dla procesu sprzedaży węgla. System autorstwa firmy Asseco Poland S.A., wdrożony i eksploatowany w Tauron Wydobycie S.A.

Kluczowym elementem wyróżniającym jest całościowe podejście do procesu sprzedaży, obejmuje to zarówno tworzenie, przepływ i rozliczanie dokumentów sprzedażowych, jak i wsparcie dla samej realizacji procesu, wysyłanie powiadomień do spedytorów, ważenie pojazdów, dyspozycje nasypu, obsługa tablic świetlnych i wag, wykonywanie zdjęć załadowanych pojazdów – realizowane z poziomu jednego centralnego pulpitu systemu zintegrowanego. Dostosowanie systemu do specyfiki sprzedaży węgla z jednej strony (np. obsługa deputatów) oraz integracja z systemami automatyki i systemami zewnętrznymi z drugiej strony pozwala na bezpieczne prowadzenie procesu z zapewnieniem całościowej realizacji zagadnienia.

SŁOWA KLUCZOWE: Asseco Poland S.A., system, sprzedaż, węgiel, SAP, proces, integracja

WSTĘP

Wybrane specyfiki procesu sprzedaży węgla

Proces sprzedaży węgla posiada swą specyfikę wyrażaną w kilku aspektach:

- Węgiel jest materiałem, sypkim w małych, średnich bryłach, przenoszony taśmociągami, gromadzonym na zwałach.
- Wraz ze sprzedażą węgla prowadzona jest sprzedaż materiałów dodatkowych min. pyłu, szlaki, mułu pozostałego po płukaniu węgla.
- Dystrybucja węgla realizowana jest za pomocą pociągów (wagonów), samochodów ciężarowych oraz (dla drobnych odbiorców) pojazdów konnych.
- Węgiel sprzedawany jest na wagę, ważenie i nasyp węgla następuje do wagonów, pojazdów samochodowych i pojazdów konnych.
- Dla sprzedaży drobnej (samochody, pojazdy konne) ważenie i nasyp następuje, jako element procesu zakupu.
- Sprzedaż węgla następuje na podstawie kontraktów długo i krótkoterminowych, zakupów ad-hoc, przydziałów i deputatów realizowanych w ramach programów socjalnych.
- Zasady rozliczania sprzedaży są w związku z tym zróżnicowane i prowadzone wg różnych scenariuszy wyceny.

Bezpieczeństwo procesu sprzedaży węgla

System informatyczny wspierający sprzedaż węgla powinien zapewnić kompletne prowadzenie (wsparcie) procesu, powinien zabezpieczać interes kopalni, w szczególności w następujących aspektach:

- Zapewnienie obsługi wszystkich dostępnych rodzajów sprzedaży, kontraktów, zakupów średnich i małych odbiorców.
- Zapewnienie obsługi rozliczeń, w szczególności rozliczeń deputatów przyznawanych, jako elementy programów socjalnych.
- Integracja z systemami automatyki, wagami, szlabanami, systemami kontroli obrysu tak, aby zautomatyzowane czynności wykluczały pomyłki ludzkie, czy zabezpieczały przed ewentualnymi nadużyciami.

OPIS ROZWIĄZANIA

Komponenty rozwiązania

System Sprzedaży Węgla dla Tauron Wydobycie został wykonany z następujących komponentów, których charakterystyka została przedstawiona poniżej.

1. SAP ERP jako centralny moduł planowania, realizacji i rozliczania sprzedaży.
2. SAP Portal – realizujący interfejs użytkownika. Zintegrowane ekrany zawierające zarówno funkcje transakcyjne (sprzedaż, fakturowanie) jak i informacje z systemów automatyki przemysłowej.
3. SAP Process Integrator – realizujący funkcje integracji z systemami zewnętrznymi oraz systemami automatyki przemysłowej.

Założenia architektoniczne

System zorientowany na proces.

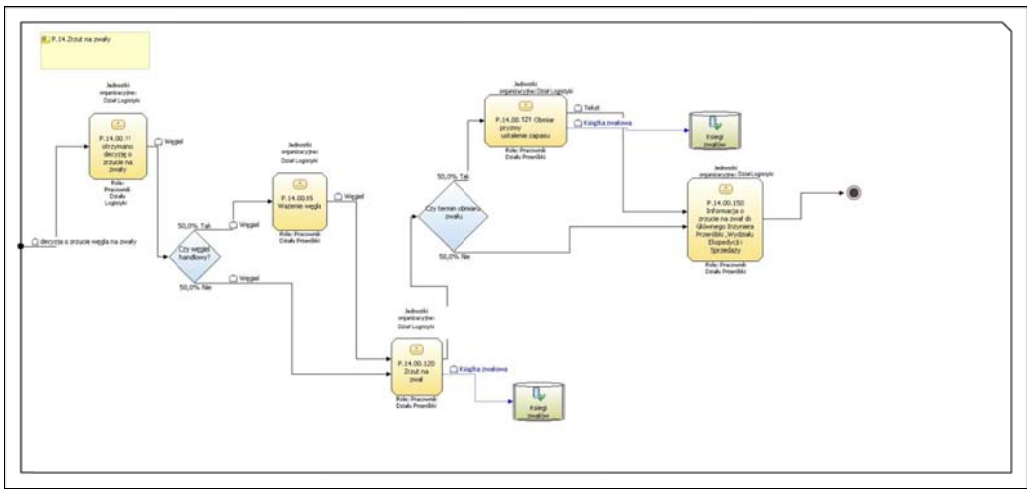
Projekt i konfiguracja systemu bazuje na zidentyfikowanych i opisanych procesach biznesowych.

Proces biznesowy określa czynności oraz role je realizujące. Dla poszczególnych kroków procesu przypisywane są funkcje systemu, które powinny wspierać ten krok.

Przykładowy diagram procesu przedstawiony został na rysunku poniżej (UWAGA – rysunek przykładowy, został zmieniony w stosunku do oryginału Tauron Wydobycie).

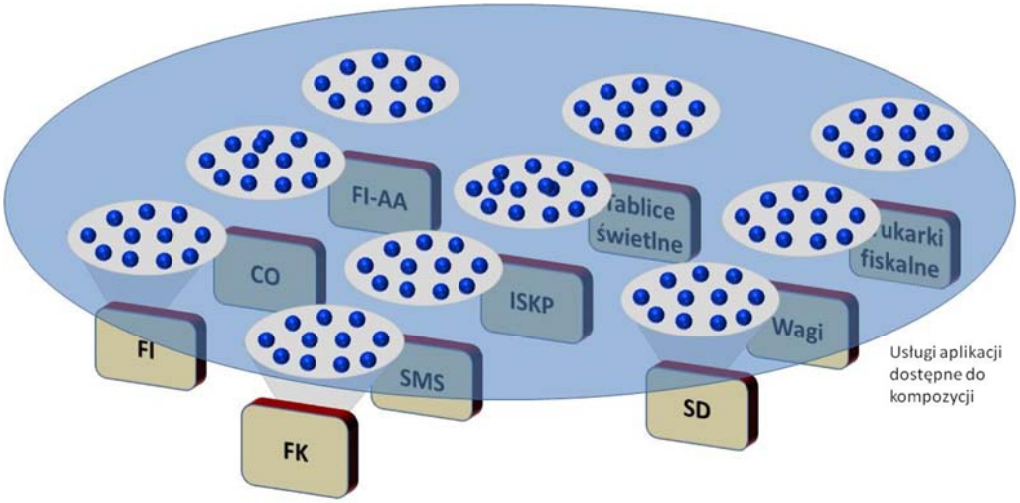
Oznacza to, że zarówno projektowanie, konfiguracja jak i testowanie systemu realizowane jest pod kątem prawidłowego wykonania procesu. Pozwala to skupiać się przede wszystkim nad pełną realizacją procesu, a nie tylko nad pojedynczymi, oderwanymi od kontekstu funkcjami systemu. Podejście procesowe upewnia też, co do kompletności zaprojektowanego rozwiązania, o ile opisywane procesy w sposób wierny oddają faktyczne czynności użytkowników, możliwe jest zidentyfikowanie wszystkich wymaganych funkcji systemu, zaprojektowanie danych, jakie powinny być rejestrowane/ udostępniane, wskazanie ról użytkowników, jakie powinny zostać zdefiniowane.

Całość opisu systemu skutkowało opracowaniem Koncepcji Biznesowej, dokumentu, który opisywał przebiegi procesów, zakresy danych oraz ról wspieranych przez tworzony system.
Architektura zorientowana na usługi.



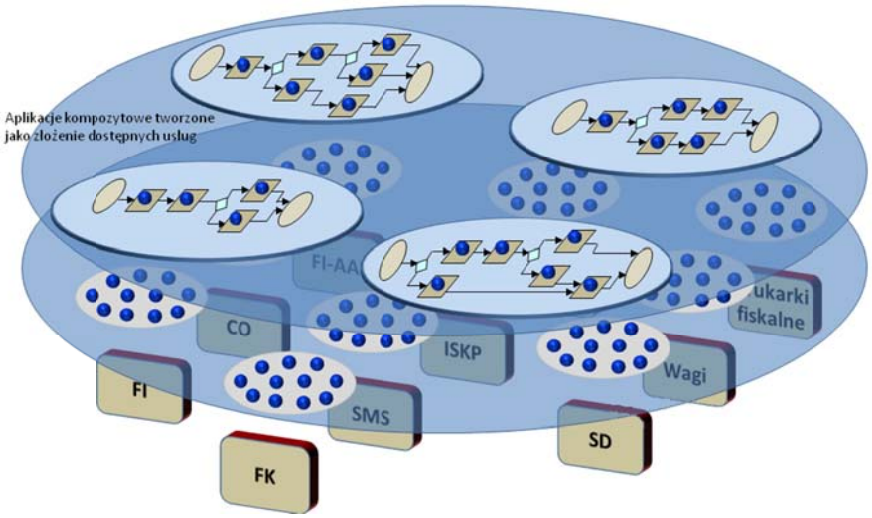
Z uwagi na zadanie tworzenia jednolitych pulpitów użytkownika gromadzących funkcje zarówno transakcyjne (zamówienia, faktury, płatności), informacje z systemów zewnętrznych (salda rozliczeń), oraz informacje z systemów automatyki (tablice świetlne, odczyty z wag) system wykonany jest w architekturze zorientowanej na usługi (SOA – *Service Oriented Architecture*).

Jest to koncepcja zgodnie, z którą wszystkie komponenty rozwiązania udostępniają swoje funkcje, jako zbiór usług (rysunek poniżej).

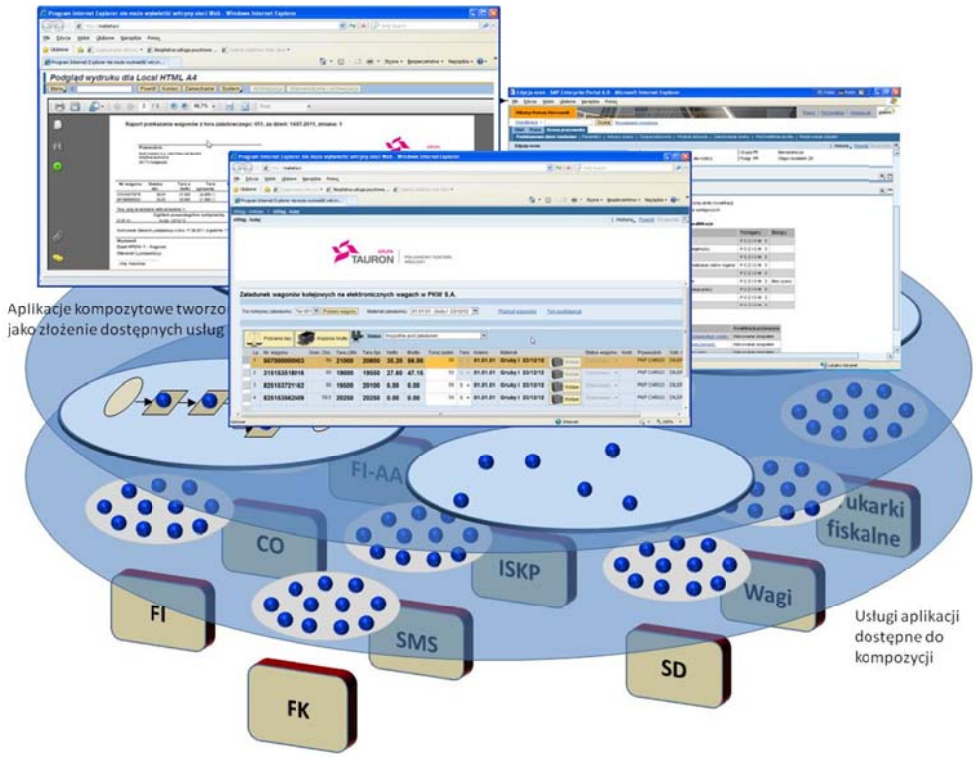


Usługi udostępniane przez systemy informatyczne nazywane są usługami aplikacyjnymi.

Budowane rozwiązanie sprowadza się do kompozycji udostępnionych usług w scenariusze realizacyjne użytkowników zwane aplikacjami kompozytowymi (rysunek poniżej).



Na bazie aplikacji kompozytowych tworzone są ekrany operatorów zbierające wszelkie dane i funkcje, jakie mogą być wymagane do realizacji zadań w procesach biznesowych.



PODSUMOWANIE

Tworzenie systemów informatycznych realizujących zadania o tak dużej specyfice jak sprzedaż węgla powinno brać pod uwagę, co najmniej dwa elementy złożoności tego zadania:

1. Złożoność procesu – niestandardowe dokumenty, niestandardowe metody rozliczania, wiele różnych scenariuszy postępowania.
2. Złożoność infrastruktury technologicznej – urządzenia automatyki przemysłowej, wagi, taśmociągi, systemy obrysu, kamery, wszystkie te elementy muszą zostać zintegrowane w jeden działający system.

Wybór dojrzałego systemu transakcyjnego (SAP ERP) zapewnia pewne działanie systemu w obszarze podstawowym. Zamówienia, zlecenie, faktury, noty oraz wiele innych dokumentów jest sprawnie i wydajnie przetwarzanych. Wdrożone są najlepsze praktyki w zakresie księgowania i operacji na dokumentach.

Użycie silnych komponentów technologicznych SAP Process Integrator oraz SAP Portal pozwoliło na szybkie wykonanie przepływów integracyjnych, włączenie do rozwiązania systemów automatyki oraz wykonanie w portalu dedykowanych, zorientowanych na role pulpitów użytkowników.

I²Mine - A European Project to Change Mining

H. Hejny
Mineral Industry Research Organisation – MIRO, Wellington House, Starley Way, Solihull, B37 7HB, United Kingdom.

ABSTRACT: Economy needs mineral raw materials in almost each sector of modern life. They can only be provided by mining activities. An increasing share of the total mining production will be by underground mining. The production of primary mineral raw materials in Europe will take place in ever-greater depth in the future. Thus new production schemes are required considering both economic and sustainability issues. The I²Mine project marked the start of a series of development activities in this direction aiming at realising the concept of an invisible, zero impact, deep mine.

The concept of I²Mine was to develop innovative methods, technologies, machines and equipment necessary for the efficient exploitation of minerals and disposal of waste, all of which will be carried out underground. This will dramatically reduce the volume of surface transportation of both minerals and waste, minimising above ground installations and reducing the environmental impact.

New eco-efficient technologies will be applied in order to make the entire mining process more efficient and environmentally sound. The concept is for an integrated mine, with the majority of the installations underground, and only the final product will be transported above ground to be shipped to the customer. Production waste will be treated and stored underground and gaseous emissions will be managed underground as far as practical. I²Mine will also focus on ideas and concepts that increase energy efficiency and decrease waste.

The core of the project was to develop breakthrough technologies for autonomous, highly selective, continuous mineral extraction processes and machinery based on new sensor technologies, face front separation as well as innovative concepts for mass flow management and transportation integrating state of the art technologies. The concept of an invisible, zero impact mine requires a refined process underground that selectively extracts the mineral thereby reducing waste. For this reason, improved extraction machines and near to face processing methods, including backfill procedures, need to be developed. These developments include rock mechanics and ground control solutions, incorporating health, safety and environmental issues accompanied by social dialogue activities.

I²Mine was successful in making the first step towards fulfilling its vision. However, there need to be more to come.

KEYWORDS: Deep Mining, Sustainability, Intelligent Mining, Eco-efficient Mining Technologies, Near-to-Face Processing

1 INTRODUCTION

Funding has been secured from the European Commission 7th Framework Programme for the I²Mine project and work started in November 2011. This initiative is designed to focus on the technological challenges the mining industry is currently facing including the exploitation of ever-deeper deposits and the aspiration for an invisible, safe, zero impact mine. The project was carried out by a consortium of 27 organizations from 10 European countries.

The European Commission launched the EU Raw Materials Initiative in 2008 with the aim of establishing the necessary framework to foster the sustainable supply of raw materials from European sources, boost overall resource efficiency and promote recycling. The mining industry faces a number of challenges, which require technical solutions that encompass the entire network and include the economic, social and environmental issues. The industry needs a new image based on pioneering solutions and a modern structure that can exploit minerals at greater depths and promote both high productivity and safe working conditions.

I²Mine marks the start of a series of development activities aimed at realising the concept of an invisible, zero impact, deep mine. The extractive sector, still seen as being old fashioned and environmentally unfriendly, joined forces to revise this image by showing that mineral extraction and processing can be done in a highly innovative and sustainable manner with low impact underground and zero impact above ground.

The concept of I²Mine is to develop innovative methods, technologies, machines and equipment necessary for the efficient exploitation of minerals and disposal of waste, all of which will be carried out underground. This will dramatically reduce the volume of surface transportation of both minerals and waste, minimising above ground installations and reducing the environmental impact.

New eco-efficient technologies will be applied in order to make the entire mining process more efficient and environmentally sound. The concept is for an integrated mine, with the majority of the installations underground, and only the final product to be transported above ground to be shipped to the customer. Production waste will be treated and stored underground and gaseous emissions will be managed underground as far as practical. I²Mine will also focus on ideas and concepts that increase energy efficiency and decrease waste.

In deep mining health and safety aspects are also critical. The ultimate safety in deep mining can only be achieved with no humans, or zero entry, in the operational area. Although not immediately achievable, the zero entry mine will be based on full automation, semi-automation and remote control for all machinery. The first step was carried out within the framework of I²Mine. The project developed innovative solutions in terms of methods, technologies, machines and equipment.

The core of the project was to develop breakthrough technologies for autonomous, highly selective, continuous mineral extraction processes and machinery based on new sensor technologies, face front separation as well as innovative concepts for mass flow management and transportation integrating state of the art technologies. The concept of an invisible, zero impact mine requires a refined process underground that selectively extracts the mineral thereby reducing waste. For this reason, improved extraction machines and near to face processing methods, including backfill procedures, needed to be developed. These developments include rock mechanics and ground control solutions, incorporating health, safety and environmental issues.

2 OBJECTIVES

I²Mine focussed on the entire cycle of mining with the following objectives:

- Concepts for innovative mining methods for deep deposits (steep and flat), leading to improved resource efficiency through higher extraction rates (20% and more), a higher selectivity of extraction (10 to 20%) together with a 20% higher deposit utilisation as well as increasing productivity and decreasing production costs by 20%.
- Tailor-made concepts for underground near to face processing to reduce the mass flow to surface by 15 to 25%.
- High resolution 3D exploration methods for deep deposits.
- New concepts for mine management to reduce operational expenditure and new methods for predicting, monitoring and controlling subsidence.
- New methods to handle waste rock underground and backfill products with similar characteristics to the original rock;
- Health and safety design criteria and guidelines for the new concepts and technologies developed.
- Concepts for clean, safe and comfortable climate conditions in the underground workings.
- New concepts and technologies for deep mine rescue.
- On-line best practice database for all environmental aspects associated with deep mining projects (water management, waste management, emissions, subsidence, etc.).

The project was to improve the competitiveness of the extractive sector in Europe as well as the design, manufacture and supply of equipment.

3 METHODOLOGY AND WORK AREAS

The overall concept of work within I²Mine focussed on serving the needs of the industry partners, as this guarantees quick technology uptake and implementation of the solutions into practice. The universities and research institutes acted as solution providers. The working steps foreseen focussed on nearly all parts of an underground mine: Concept and planning stage, infrastructure, winning and processing of minerals, logistics, waste management as well as health and safety. Of course, I²Mine was not able to solve all pressing problems associated with the mine of the future, but the project tackled key issues, which to some extent determined the way forward for future technical development. The main emphasis was placed on integration of operations and actions, which in general is the key to success in future mining activities.

All developments were tailored to industry requirements through direct involvement of the industry partners in the development work. Demonstration, application and/or validation activities were carried out whenever suitable/possible in the mines of the mining companies within the consortium.

3.1 *Methodology*

The overall methodology behind I²Mine is shown in Figure 1.

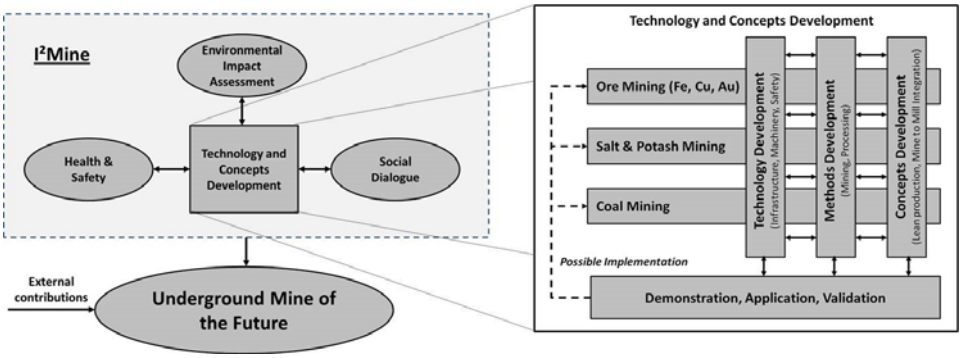


Figure 1. I²Mine methodology

Apart from aiming at integrating different operations and activities, we aimed at integrating across commodities by inclusion of mining industry from metals (iron ore, copper, gold), salt, potash and coal. It was not expected to develop technology solutions common to underground operations for all commodity types in every situation, as the mining conditions vary greatly. I²Mine assessed in each case applicability of technologies and processes under different mining conditions and regarding protection goals.

The technical development activities of the project were accompanied by activities related to environmental impact assessment, inherent health and safety work and a social dialogue including promotion. The technologies to be developed needed to be energy-efficient and environmentally sound. Only those types of technologies are suitable to contribute to the overall aim of sustainability of underground mining. The assessment related to health and safety was an inherent part of the development work. One of the overall objectives of I²Mine was to provide a safe working environment, which determines that there should be no negative impacts to health and safety coming from new developments. In fact, I²Mine was promoting health and wellbeing.

As the mining sector struggles with a negative image, I²Mine contributed to improve it. Promotion campaigns were foreseen and also a social dialogue was initiated among the main stakeholders. Industry, governmental organisations and the civil society were to participate in this social dialogue aiming at reconciliation of interests. The intelligent mine of the future will consist of sustainable attractive work places that attract even young men and women to the mining sector.

3.2 *Work areas*

The following sections will give a brief overview of the work done within the project. Additionally a couple of results will be shown in order to illustrate the success of the work. However, due to the high number of individual results achieved in the project, showing all of them would go beyond the scope of this paper. Therefore, this paper will concentrate in showing some important results only.

3.2.1 *Rock mechanics and ground control*

Existing geotechnical planning tools are developed for and tested to a depth of approximately 1,500m. An improved understanding of rock stress and subsidence is crucial for underground mining when exploiting resources at greater depths. New planning tools, more advanced software and more powerful computer hardware are available creating novel avenues for numerical modelling of complex mechanisms of rock mass failure in various combinations of static and dynamic loads. The development and testing of highly efficient ground support applications, integrating knowledge from mining and tunnelling, will contribute to safety and economic benefits of both mining and tunnelling industries.

The main goals of the rock mechanics and ground control section were:

- Generate new knowledge of physical phenomena associated with stress/strain processes, characteristic for rock mass surrounding underground mine excavations, reinforced by any type of ground support systems or their combinations.
- Decrease the risk for human injuries by reducing uncontrolled rock falls by at least 30% through significant improvements in ground control strategies by at least 15%.
- Development of integrated monitoring and numerical modelling tools for detection and prediction of in situ stress fields and seismic activities induced by deep mining operations.
- Development of a general planning procedure for safe deep underground mining applied to different kinds of deposits/minerals, depths, mining methods and various boundary conditions of the mine development.
- Develop and testing of a robotic spraying system for concrete liners with integrated measuring device to determine applied layer thickness improving safety and efficiency (20% less wastage).
- A mine wide ground control and rock bolt sensing information system for integrated on-line ground control.
- A new method for predicting, monitoring and controlling subsidence.

The complexity of the rock mass behaviour, and the interaction between the rock mass and rock support, has not had a high focus in historical research most of which has focused on the performance of the support elements. Rock mass instability/failure is usually a complex and progressive process. For an isotropic rock mass, three principal failure mechanisms/modes have been identified; spalling; shear; and tensile stress. Commercial software based on continuum assumptions provide constitutive models (a constitutive model is a way to mathematically describe the relationship between stress, strain and other state variables) for tensile and shear failure though no models for spalling (the most common failure mechanism in hard and brittle rock) are currently available.

3.2.1.1 Mining seismology

A new hardware and software program dedicated to the evaluation of ground stability of a mine was designed and created. Seismic networks and ground support monitoring have been established in a large number of mining areas throughout the world. Research on seismic attributes and failures related to rock burst susceptibility have contributed to making deep mining safer. Ground support engineering and rock mechanics have seen improvements in pressure and stress measurement techniques and three dimensional stress cells contribute to continuous stress monitoring. However, seismic risk is still considered unpredictable and deep mining in hard rock remains a hazardous process.

3.2.1.2 Rock bolt sensing

A new rock bolt sensing, monitoring and information system for on-line detection of rock mass movements such as seismic activity, blasting and stress changes was developed. There are currently some commercial products for rock bolt sensing, which are limited to single bolt measurements for one or a few sensors. The existing technology is based either on strain or ultrasound measurements. Developing an on-line continuous rock bolt monitoring system requires specialised sensors and associated communication infrastructure. To reduce power consumption and cost, a wireless network would be the most efficient.

Figure 2 shows the result of the development work. The picture on the left shows the special bolt and the picture on the right shows the system mounted in the rock and equipped with the special control unit.



Figure 2. Rock bolt sensing system

3.2.1.3 Subsidence prediction and control

Improved methods for predicting subsidence were developed using numerical modelling and an assessment matrix for deep underground mining. This included an investigation of various backfill methods and materials for different mining conditions. The development activities will lead to the production of a subsidence prediction tool that is adapted to the deep mining environment.

3.2.2 *Machines to optimise exploitation*

Machinery for extraction and transportation in deep underground mines need to be efficient and autonomous. Extraction machinery needs to be strengthened to enable the cutting of rock harder than the current threshold of 120 MPa UCS (uniaxial compressive strength) with lower costs and higher development rates. This equipment should also be equipped with a multi-sensor system for the detection of the geological boundary layers and mineral characterization to allow for selective extraction as well as machine control and collision avoidance through 3D positioning and orientation.

The main goals of machinery development are:

- Machinery using undercutting technology for very hard rock with a uniaxial compressive strength of at least 150 MPa at lower specific cost and higher development rate.
- Sensing and control systems for autonomous machines, comprising:

- An automated boundary layer and material detection system to improve exploitation by up to 17%.
- A collision avoidance and navigation system.
- An automatic guidance system for precise positioning and cutting trajectory.
- A highly integrated, modular system for process optimisation.

- Primary underground mineral processing.
- The new technologies will be evaluated in terms of health and safety and environmental compliance.
- Simulation tools for training workers on the new machinery.
- Innovative mining methods for horizontal and vertical deposits.

3.2.2.1 Machinery for mechanized extraction of very hard rock

Extraction and roadway heading in hard rock is currently achieved by drill and blast systems. These systems can be characterised as discontinuous because many of the various production steps are difficult to automate. In addition, this extraction method limits selective extraction resulting in large quantities of waste rock being conveyed to the surface thereby increasing transportation and processing costs.

The intention of this project is to demonstrate that the economical mechanized extraction of rock in excess of 120 MPa is possible using undercutting technology (see Figure 3). In addition, the boundary layer detecting system will make it possible to extract such rocks selectively reducing the waste rock haulage to the surface. Using a continuous cutting system will also enable the use of a continuous conveyance system.

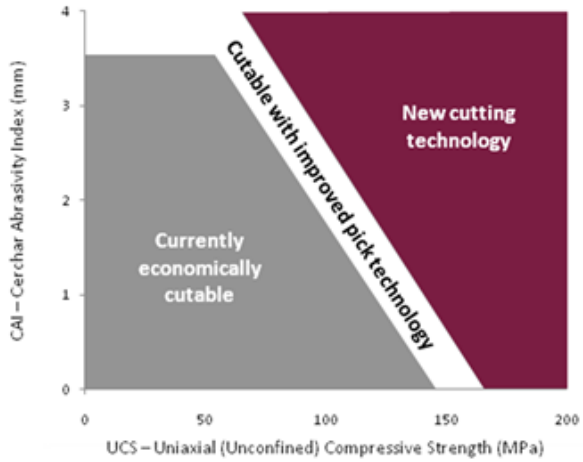


Figure 3. Range of the cuttable rock strength (Harcus, 2011)

Figure 4 shows the new cutting head that has been developed in the frame of the project and on the right side a sketch of the cutting principle. It is able to cut rock of more than 150 MPa UCS and more. This can be seen in the diagram shown in Figure 5. The measuring points in the diagram are results from tests made with different rock types.

With this new cutting head, a first step was made toward automating of cutting operations that were not possible to be automated before.

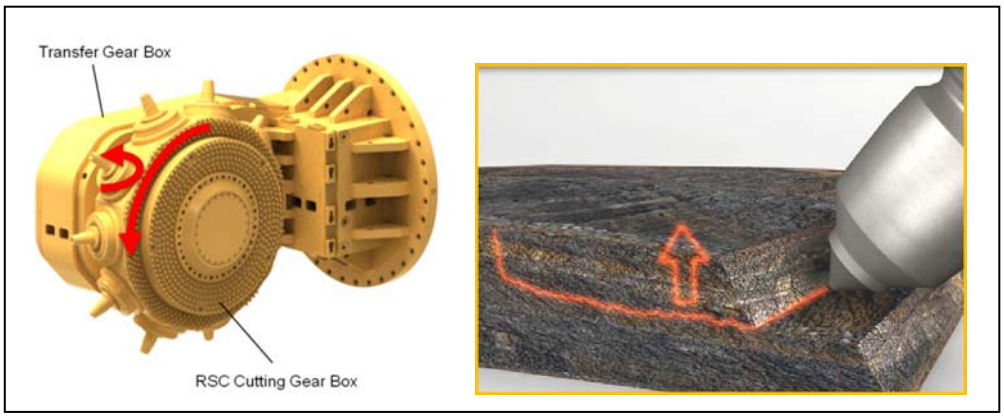


Figure 4. The new cutting head and the cutting principle

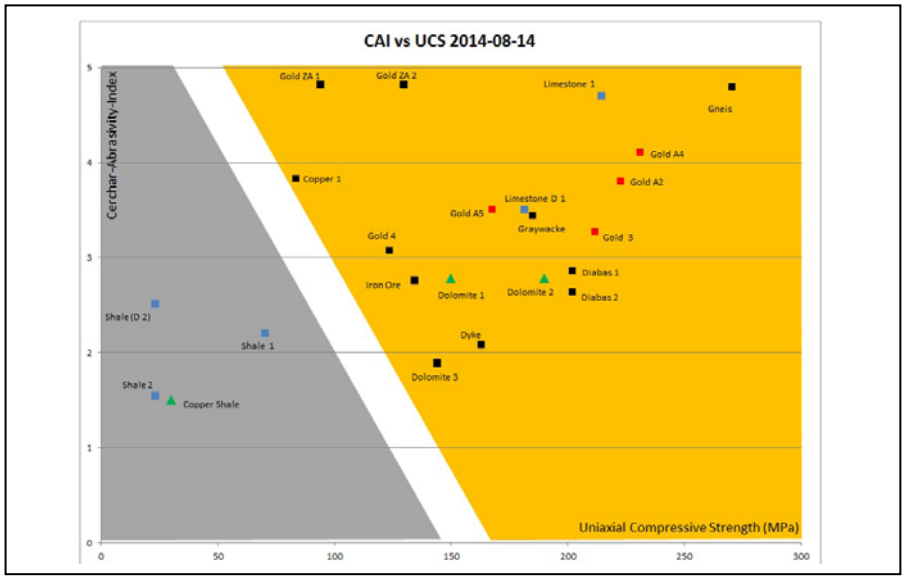


Figure 5. Measured cutting capacity of the new cutting head

3.2.2.2 Boundary layer and material detection

Currently the control systems of most extraction machines working underground are still operator controlled and the accuracy of deposit boundary detection relies on individual ability. In addition, the extraction of waste rock leads to more wear of cutting tools and increased operating and processing costs. Currently there are no methods available for the automated detection of material interfaces or for quality control.

A perpetual collection of real-time data, and online analysis, would enable the continuous remote control of the mining process in any condition. This would allow the machine to follow a deposit, whatever the dimensions, without the extraction of large quantities of waste. This selective extraction has a direct impact on transportation, both underground and on the surface, and on the amount of material that needs to be processed. The multi-sensor system will enable a more efficient production system and a fully autonomous operation.

I²Mine worked on a system for boundary layer and material detection and developed a prototype system that showed good results.

3.2.2.3 Innovative mining methods

The development of innovative mining methods for horizontal and vertical deposits will lead to a 20% increase in the extraction rate in comparison to room and pillar mining as well as a 10% reduction in production costs. An evaluation of existing mining practices employed at greater depth was carried out using simulation of existing processes and numerical analysis. The assessment work lead to the design of new processes, combining existing and new methods that optimise the mining cycle.

3.2.2.4 Collision avoidance and local underground navigation at the face

An all-round (360°) sensor system using imaging radar for navigation, proximity detection and collision avoidance currently did not exist at starting time of the project. There were a number of collision avoidance systems for the mining industry though these were restricted by the limited detection angle and the low adaptability in the antenna design and signal processing. The detection of the roof and wall contours, which are continuously changing, will be the first step towards the safe navigation of an autonomous mining machine. The system developed will also be designed to incorporate a sensing package that can detect objects in the immediate vicinity of the machine and activate a collision warning indicator.

3.2.2.5 Machine guidance

Tunnel boring machines and roadheaders currently use guidance systems that continuously and automatically determine the position and orientation of the machine. In mining, such automatic systems are rarely used. The developed system will position a mining machine with an accuracy not achieved before and allow for high precision excavation/mining control. Due to the flameproof design it will be applicable in a wide range of different types of mines. In tunnelling, the proposed system will outperform the existing total station based systems especially due to its lower price and its real-time capability. To achieve all this, a new measuring technology was be applied.

The system uses a stereo camera system together with related control and processing systems. Figure 6 shows the principle approach. A pair of stereo cameras are controlling various measuring points on the machine that is then guided by the control and processing unit. Figure 7 shows the results of static and kinematic field tests performed. The positioning accuracy is always in the range of less than 10 cm.

Figure 6. 3D tracking system for machine guidance

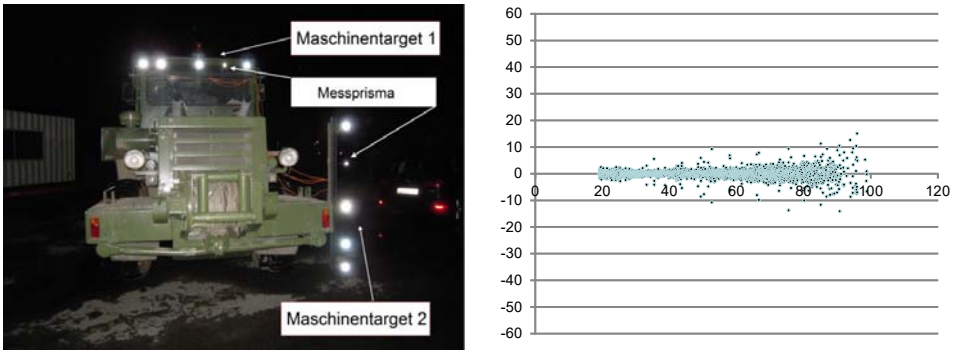


Figure 7. Field tests and results

3.2.2.6 Process optimisation

There are several data acquisition and processing systems in operation today. Systems with additional recording character are mostly developed for one specific event, they are relatively slow with limited performance and speed and the used sensors are linked with wired connections only. In all of these currently applied recorders, an interactive connection for process optimization is missing.

Based upon collected data the modular system will allow strong improvement of process control and thereby an important enhancement of machine functionality and availability will be achieved.

- The autarkic system will be designed using very fast, able to be triggered and modular attributes and having the advantages of a standalone system, although with integration capabilities of interactive communication.
- The accurate measured process data will increase the quality standard of lifecycle support and will enable quicker and more capable further developments. The day to day operations of ongoing improvement based on real data analysis will be supported.
- The small design size based upon newest technologies and several network interfaces will allow a wide range of applications. The low weight and the smart data interfaces will be enable a much better acceptance of the system.
- The additional certification for intrinsically safe will underline the suitability for mining operation.
- Newly developed software (groupware) simplifies and structures the co-operation of the machine responsible persons and allows the display of machine and process states.

3.2.2.7 Sensor based sorting

Sensor based sorting is state of the art in gemstone recovery and industrial mineral processing while there are pilot plants in operation for coal, ferrous and base metals. Sensor based sorting is the umbrella term for all applications that utilise one or more sensors to classify particles of more than 2mm which can then be mechanically separated.

The design and manufacture of a prototype underground mine ore/waste sorting machine will meet the following criteria:

- Compatibility with the underground environment.
- Robust technology for harsh ambient conditions such as humidity, dust, gas, rough transport.
- High health and safety requirements for confined underground areas.

A sketch of the unit developed within I²Mine is shown in Figure 8, the operating principle in Figure 9.



Figure 8. Sketch of the mineral sorter

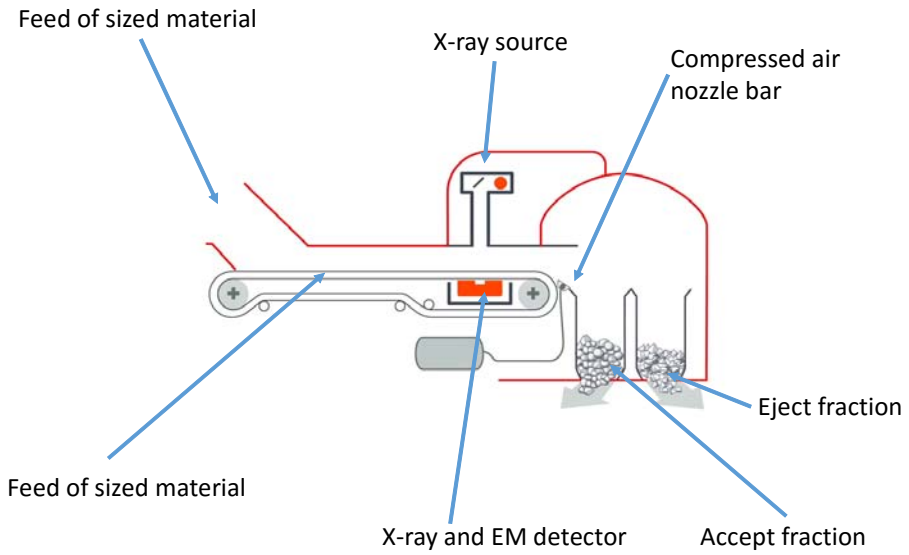


Figure 9. Operating principle of the mineral sorter

The material is fed onto a belt and transported to a detector system comprising an x-ray system and an EM detector. A push of compressed ait at the end of the belt is separating the material depending on the detecting result into an accept and an eject fraction.

For the underground application, a maximum ration of throughput to volume is required. A 20% increase in capacity was achieved switching to the belt-type design and acceleration of the belt. An additional 100% increase is to be achieved using hardware and software developments to increase area coverage on the belt and speed of processing.

3.2.2.8 Underground processing

The aim of this task is to move at least 20% of primary processing, or in the case of coal extraction 100%, underground. The current mineral extraction processes was broken down into discrete modules each of which was modelled using real operating data. Improvements will then be established including underground processing and an increase in the use of waste as backfill.

3.2.2.9 Simulation tools

There are simulators available for different mining equipment but not for mechanical cutting machines like roadheaders. A simulator for roadheaders was developed with particular focus on training. The new application will take into consideration the specific risk items, which have been identified during risk assessments performed on Sandvik roadheaders.

3.2.3 *Mine operating systems*

Many systems for communication, transferring data and, to some extent, integrating data flows, are commercially available. However, most decisions are still based on human experience and there is a need for decision supporting tools that are capable of integrating all relevant data. I^2Mine aimed to develop:

- A management tool that incorporates decision making, performance, risk and cost analysis and maintenance based on real-time data. The objective is to increase production by 20% with the same equipment fleet and reduce energy consumption by 10%.
- A technological logistic system based on mass flow management throughout the entire production process. The expected cost savings will be 25% - 40% per individual underground machine.
- A new methodology for energy efficiency monitoring.

3.2.3.1 Automation and control systems

Many so-called intelligent or optimisation systems exist both in mining and other industries. These systems incorporate functions of sensing, real-time actions and control. They are capable of describing and analysing a situation and making decisions based on the available data in a predictive or adaptive manner, thereby performing smart actions. For the underground mining industry these systems are not mine-wide but focus on one or a limited set of subtasks such as ventilation control, ground support control, etc.

In the past, effort has been put into capturing information into a central database structure, in order to retrieve and maintain the mine-wide data more efficiently. There are special data management systems developed for specific purposes. Machine tracking systems are well established for open pit operations and suppliers are moving to the underground environment assisted by communication advances in wireless and radio systems.

3.2.3.2 Underground logistics systems

The underground mine of tomorrow will need to move from a static control model to a dynamic control system that is capable of processing large quantities of a wide range of data. This mass flow and logistics model will base on plant design, economic parameters and an intelligent technological logistics system, which maximise performance. It will include process and equipment integration, production process balancing, stock and equipment flow capacity, operating and transportation batch harmonisation (mass flow management) and the optimisation of underground movements, all of which contribute to leaner production.

3.2.3.3 Business process modelling

Several systems exist that support various engineering planning phases in a number of industrial sectors. However, there is no program that supports strategic planning in terms of industrial performance and costs and risk analysis. The developed software process model incorporates the integrated flow of activities within and across a complex business structure.

3.2.3.4 Sustainable manufacturing

Sustainable manufacturing is the design and construction of high quality products using energy efficient methods, with minimum waste, that can be easily recycled. Motivated in part by

stricter environmental regulations, manufacturing industries have instigated control and treatment measures to reduce emissions and effluents. In recent years, these efforts to improve environmental performance have moved from end of pipe solutions to product life cycles with integrated environmental strategies and management systems, which can be adapted to underground conditions.

3.2.3.5 System outputs

- An intelligent, decision making program that will support the best production strategy resulting in increased productivity and reduced energy consumption.
- A reference model and digital engineering program for performance, risk and cost analysis in long-term mine planning, connected to the decision making software with a standardised data exchange.
- The management of semi-autonomous mining machines with increased operator safety and performance resulting in the optimisation of loading and haulage machines and supportive works.
- A new transport and logistics system based on a centralised design, underground preconcentration using minimal infrastructure due to the plant being designed for installation vertically (gravitational principle) and an intelligent technological logistics system throughout the entire production process (production life cycle).
- Concepts and tools for sustainable underground production, based on above ground experiences, adapted to underground conditions.

3.2.3.6 New mining concepts

Existing underground exploration methods will be integrated with the development of new methods required for 'intelligent mining' at increasing depths to develop an exploration toolbox. This will include a 3D analysis of underground geology, ore quality, mine safety etc. The specifications for highly integrated geophysical instruments will also be established.

Lean mining principles, based on experience from other industries, have been developed into a new reference model for the entire life cycle. This will increase machine utilisation and productivity by 20%.

3.2.4 *Health and safety*

In deep mining health and safety aspects are critical. The increased level of automation in mining operations can only be achieved by reaching a higher level of integration in all parts of a mine. These new technologies will be developed taking into consideration health and safety, mine ventilation and deep mine rescue. The project produced:

- Health and safety design criteria and guidelines for the new technology and processes.
- A risk analysis of all aspects of the new technology.
- Exhaust gas processing technology.
- Development of key elements of a technical solution for prevention of hazards in coal mining caused by methane, endogenous fire and heat.
- Concepts for a methodical approach to a deep mine rescue

3.2.4.1 Health and safety

The vision for future mining involves high levels of automation at increasing depths; characteristics that will require new design criteria and health and safety guidelines. Classical tools for the identification of occupational risks in the existing working environment are less suitable for identifying and assessing risks in future work environments. There are a number of existing tools and the most appropriate ones have been chosen for each specific task. The proposed planning guidelines will focus on the design of the work environment in underground deep mines, the organisation and skill requirements and safe working procedures and practices.

3.2.4.2 Special risk in coal mining

Three hazards related to mine ventilation, namely methane, fire and heat, still pose a problem for underground coal mining, despite advances in mining technique. An average gassy mine can release 20 million cubic meters of methane during a year of operation. A comprehensive solution combining existing techniques for ventilation related mine hazard alleviation does not exist. The development of a comprehensive technical solution to alleviate ventilation related mine hazards and reduce the release of methane to the environment was successful.

3.2.4.3 Deep mine rescue

A short overview of existing deep mine rescue theories and procedures was produced with the aim of developing an integrated mine rescue model taking into account both the organisational and technological aspects. The concept was to establish an European Platform for Mine Rescue that combines resources in all aspects including mine disaster management plans, training, expertise and rescue equipment and improves the capacity for a real rescue.

The work resulted, amongst others, in the construction of a prototype for a new rescue chamber (see Figure 10). This prototype will be further developed and tested in the near future.

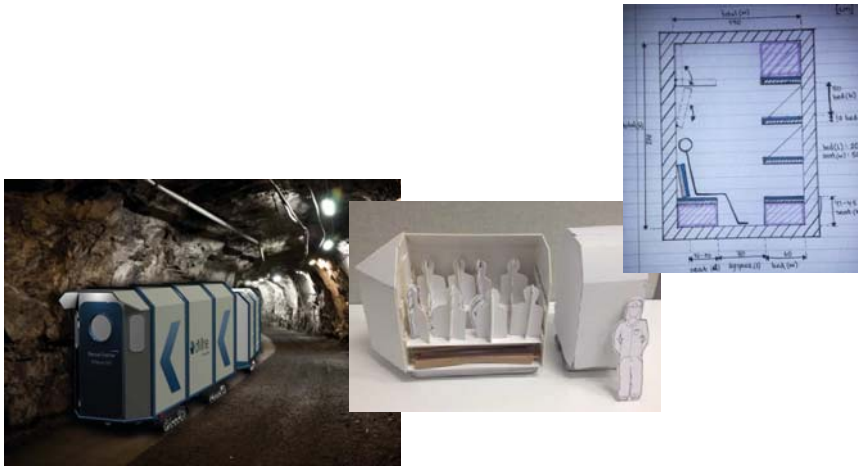


Figure 10. Prototype rescue chamber

3.2.5 *Dissemination and communication*

An important component of I²Mine was to promote the project through the dissemination of the concepts, progress and research results to the industry, governmental bodies and civil society (including non-governmental organisations and the community). This was achieved by establishing and managing communication channels between all parties involved in order to provide information about latest developments in mining methods and technology in the pursuit of "Invisible Mining".

A dialogue between the main groups involved was also initiated, developed and maintained, which was directed towards improving common understanding of both the project and its potential impacts in order to reconcile the interests of the parties involved. The aim is to establish agreements on the exploitation of minerals and, at the same time, the mitigation of any potentially negative environment and social impacts. It was based on reliable and objective information in relation to the environmental and socio-economic aspects that could be affected by mining activities. An open and transparent interchange contributed to improvement of the image of the mining industry in general.

To achieve this important goal, the I²Mine project launched a series of actions planned on the basis of the target audience; industry, governmental bodies and international organisations require different approaches and techniques. To ensure a wide dissemination, the project had a presence at relevant events, workshops or forums to raise awareness among the stakeholders and to keep them informed on the progress. Using different approaches tailored to specific targets, it was expected that the project will elicit a strong response.

The project was to carry out at least two case studies; one in a remote area (e.g. Northern Finland) and one in a densely populated area (e.g. Central, Central Eastern or Southern Europe). To support these case studies, a dialogue was established at the European level, involving the relevant transnational organisations.

4 CONCLUSIONS

The challenges for the minerals extractive industry are so large and numerous that comprehensive international cooperation is needed, both within and outside the industry, in order to succeed. This holds not only for the technical challenges to be solved but also for socio-economic ones. Working separately would lead to a slow development, something that is undesirable for both the companies and the miners but also for the society. There is need for a new and modern vision for the whole industry based on a socio-technical approach that covers the whole mining and minerals value adding chain, including environmental issues.

The I²Mine project initiative marked the start of such collaboration. It initiated work to contribute to the vision of the invisible, intelligent and zero-impact mine of the future. I²Mine will hopefully start an even bigger initiative of the mining industry in order to invest in this vision and fulfil it in the future. This would be for the benefit of all stakeholders, the modern economy and the environment.

At the time of the conference, the project will be about to finish. The results achieved and partly addressed in this paper show that the mining sector is able to cope with the challenges it faces and to find solutions. I²Mine also shows that Europe has the potential to serve its mineral raw material needs from domestic resources and with domestic technology.

The reader is kindly asked to visit the project website http://www.i2mine.eu in order to read more about the project and its achievements.

5 ACKNOWLEDGEMENT

The I²Mine project is running with financial support from the European Commission under the Seventh Framework Programme, FP7-NMP-2011-LARGE-1, Grant Agreement No 280855

KOMPANIA WĘGLOWA S.A
Oddział KWK „Bolesław Śmiały”

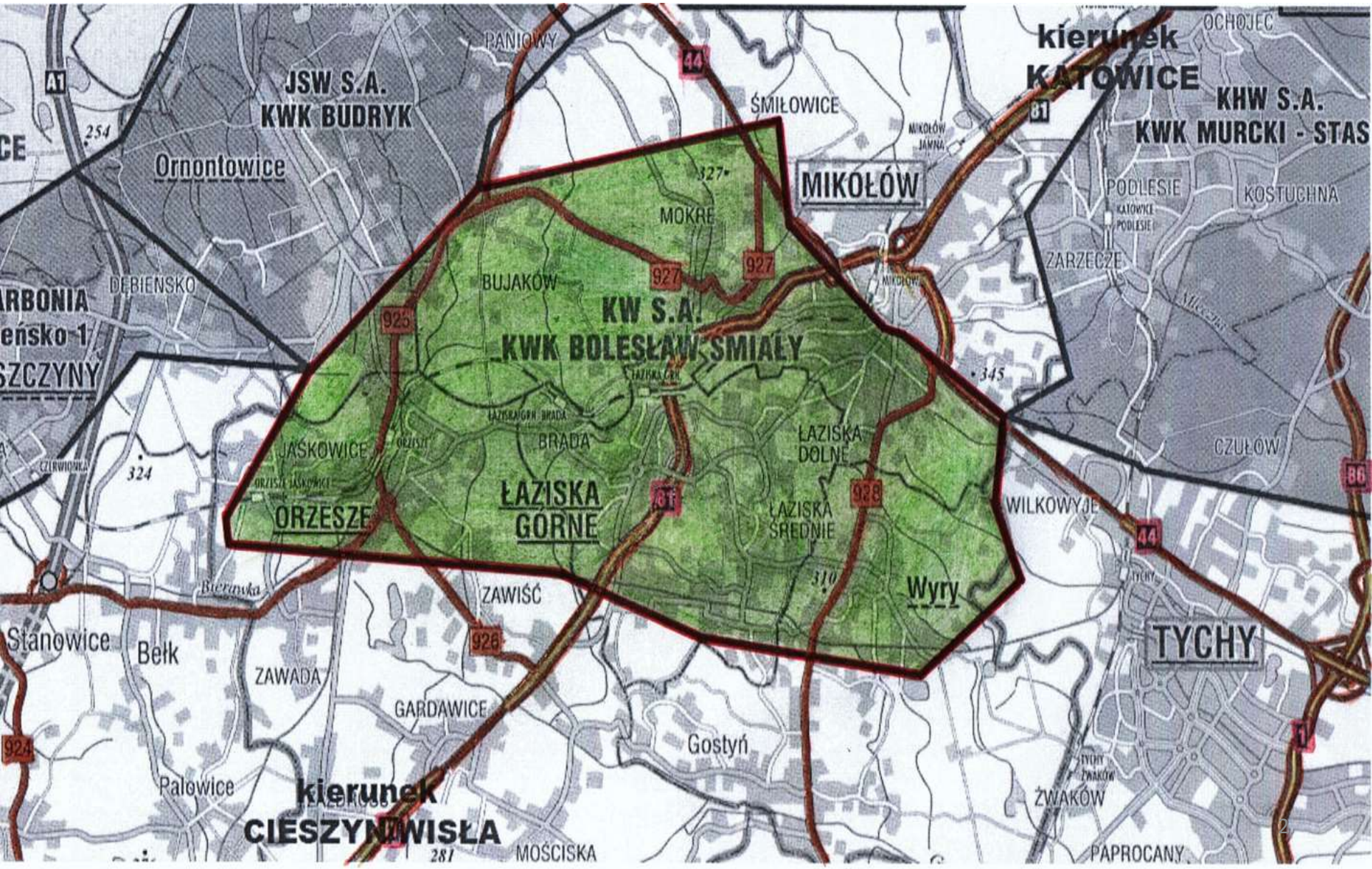
Aktualne koncepcje przedłużenia żywotności

KWK „Bolesław Śmiały”

poprzez eksploatację

Złoża „Za Rowem Bełckim” (ZZRB)

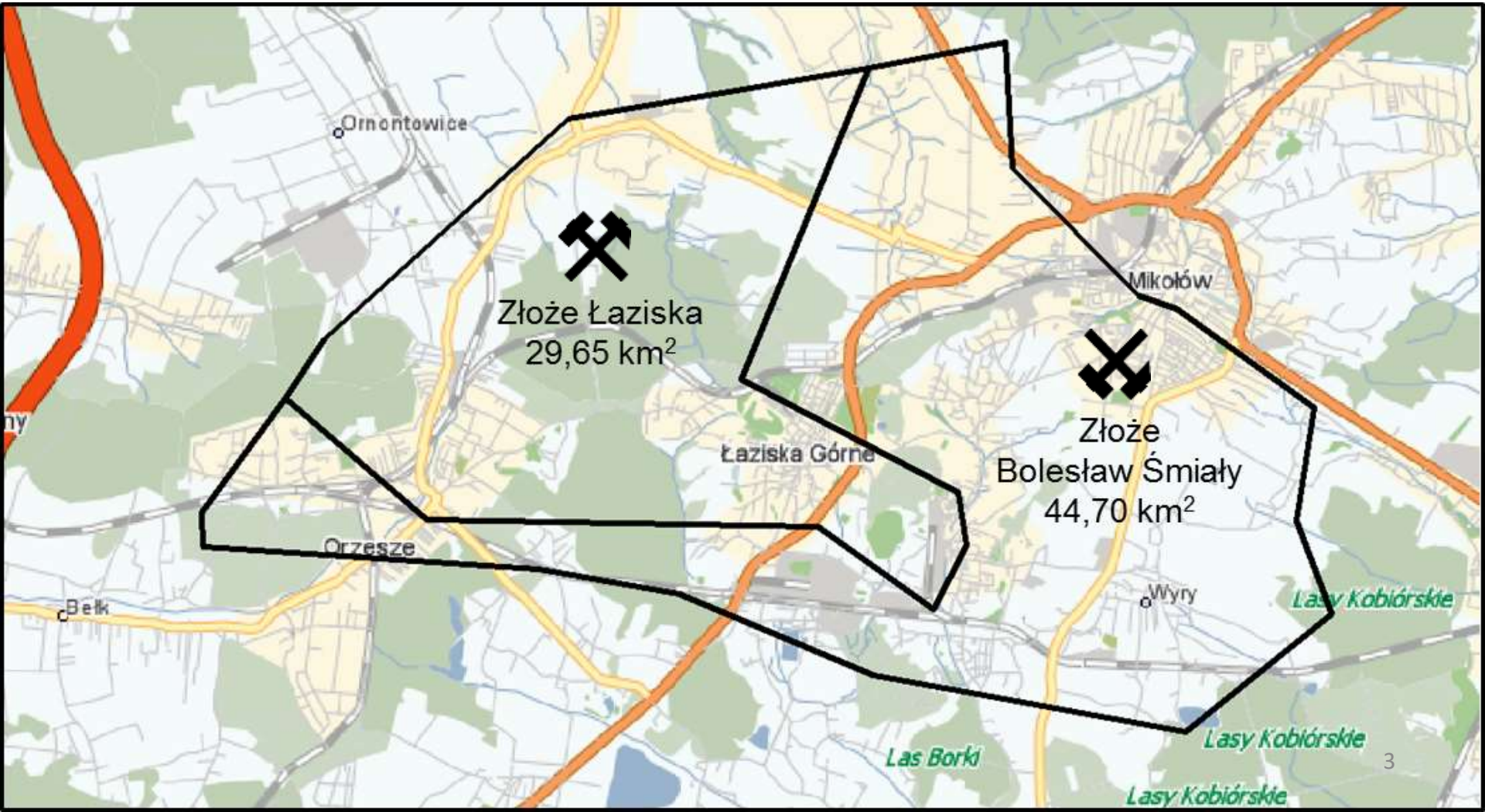
Obszar Górniczy „Łaziska II” o powierzchni 74,35 km^2



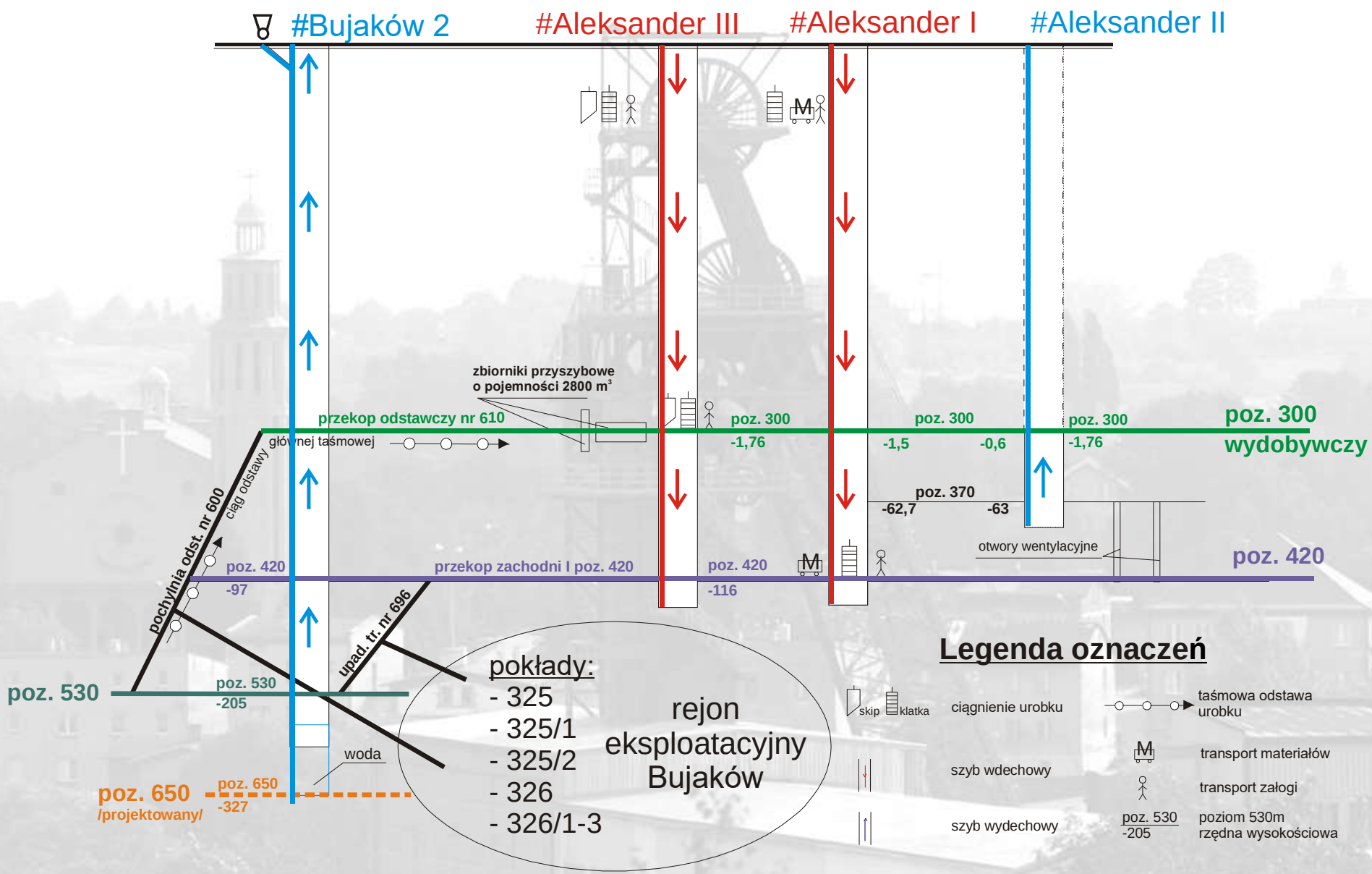
W granicach **Obszaru Górniczego „Łaziska II”** udokumentowane zostały 2 złoża:

- złoże węgla kamiennego „Łaziska” o powierzchni 29,65 km^2 obejmujące część zachodnią OG;
- złoże węgla kamiennego „Bolesław Śmiały” o powierzchni 44,70 km^2 obejmujące wschodnią OG.

Dla obu tych złóż w 2000 roku sporządzone i zatwierdzone zostały odrębne dokumentacje geologiczne.



Struktura udostępnienia KWK „Bolesław Śmiały”
- stan aktualny -



razem: 27,2 mln ton
zasobów operatywnych;
dla średniego wydobycia
rocznego 1,638 mln ton
żywotność szacowana
na ~17 lat, tj. do 2031r.

Czynny górniczo rejon Bujaków

Granica Złoża "Łaziska"

poziom 530

Szyb Bujaków 2

Zagospodarowane mogą
być również zasoby
w pokładach wiązki
326/1÷326/3.
Zasoby operatywne
w tych pokładach szacuje się
na około **6,6 mln ton**

poziom 300

poziom 420

Szyb
Aleksander II

Szyb Aleksander I

zbiornik skarpowy

Szyb Aleksander III

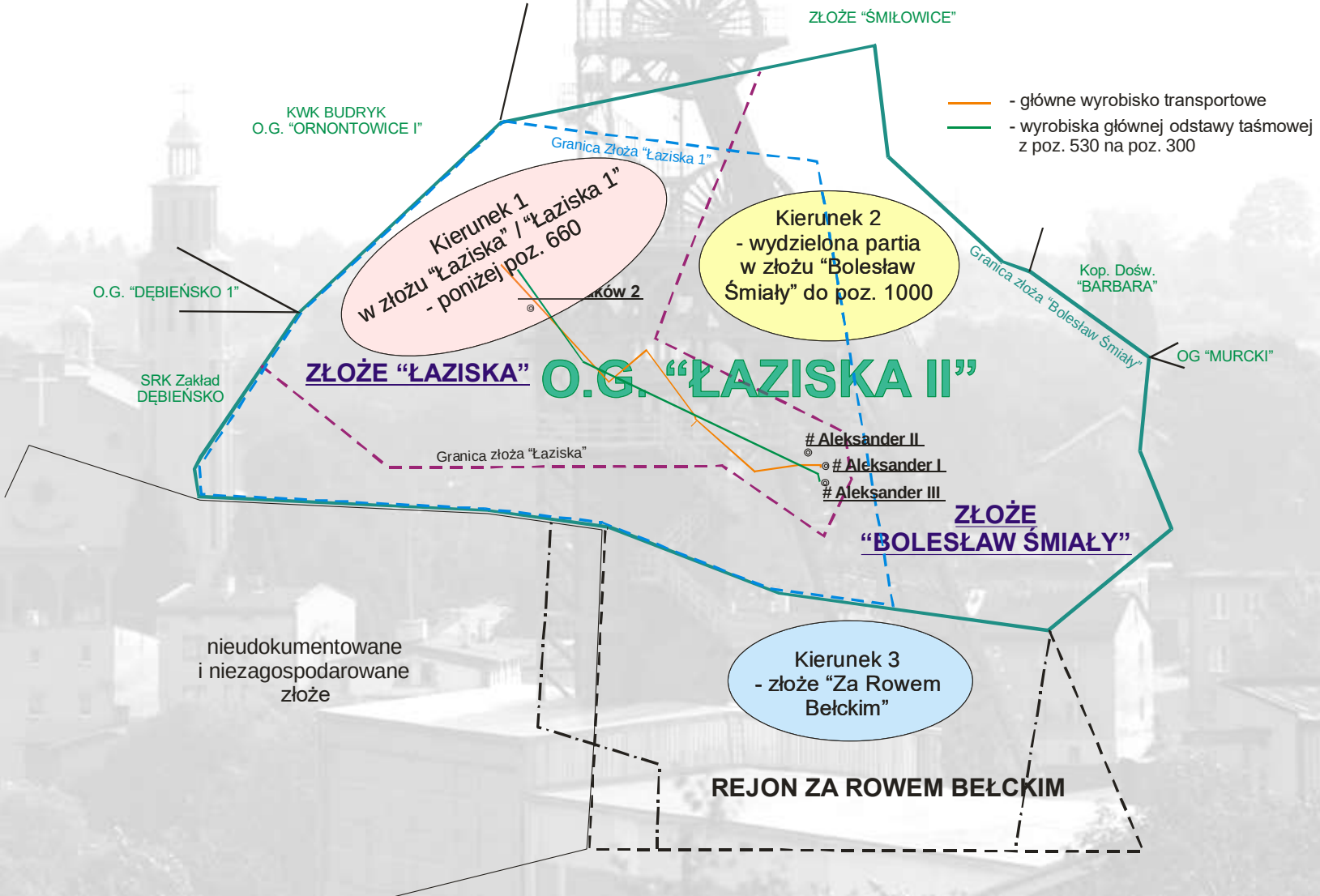
W złożu „ŁAZISKA" udokumentowano
(wg stanu na 31.12.2014 r.)
73,3 mln ton zasobów bilansowych
34,5 mln ton zasobów przemysłowych
20,6 mln ton zasobów operatywnych
(w pokładach 325÷326)

Trzy kierunki rozwoju

Kierunek 1 – w złożu „Łaziska” / Łaziska 1”

Kierunek 2 – w złożu „Bolesław Śmiały”

Kierunek 3 – w złożu „Za Rowem Bełckim”



Kierunek 3 – złoże „Za Rowem Bełckim” - **rozpoznanie złoża**



Kierunek 3 – złoże „Za Rowem Bełckim”

Rozpoznania złoża „Za rowem Bełckim” o powierzchni 27,7 km^2 dokonano tylko otworami wiertniczymi z powierzchni (15 otworów), wykonanymi w latach 70-tych. Złoże zostało słabo rozpoznane, szczególnie w części zachodniej i południowo-zachodniej oraz na niższych głębokościach (warstwy orzeskie).

Stopień zbadania złoża charakteryzowany kategoriami rozpoznania zasobów geologicznych

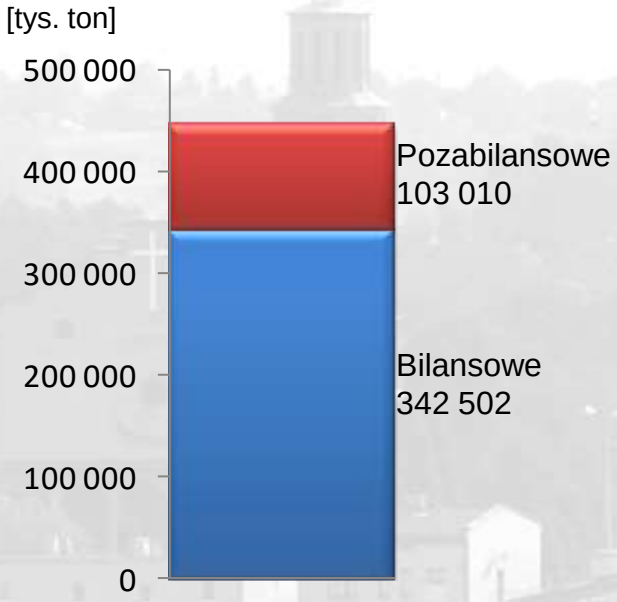


Tabela. Średnie parametry jakościowe określone na podstawie analiz 135 prób pobranych z otworów.

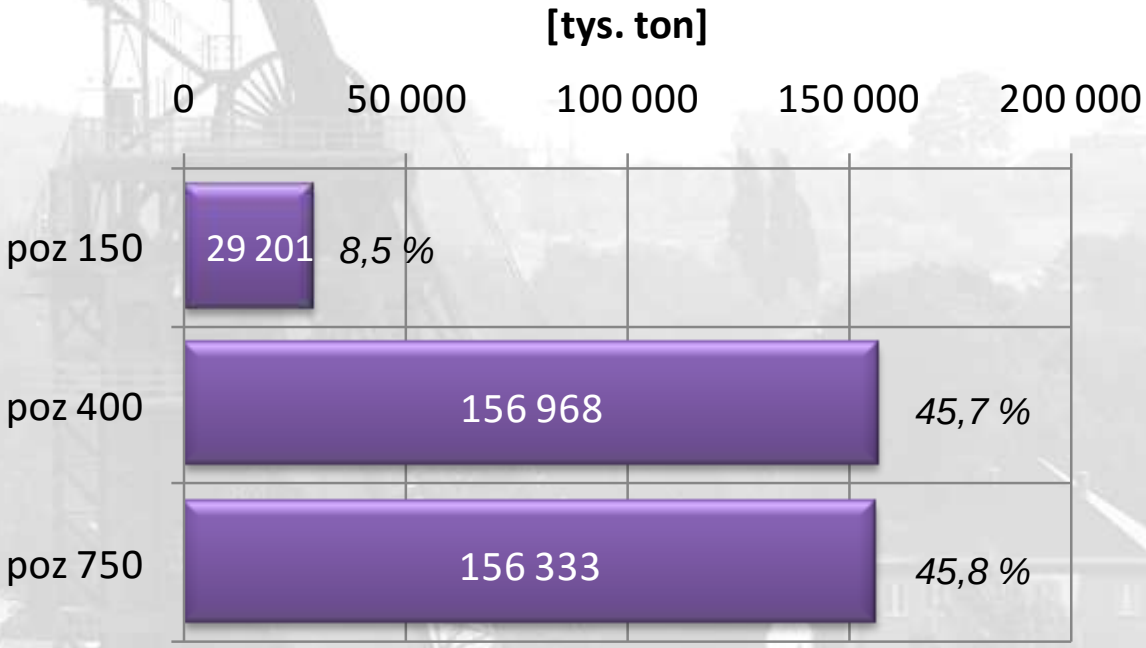
Kaloryczność	Zawartość popiołu	Zawartość siarki	Typ węgla
25,3 MJ/kg	18,4 %	0,94 %	31, 32, 33

Kierunek 3 – złoże „Za Rowem Bełckim”

W złożu „Za rowem Bełckim” nie stwierdzono występowania kopalin towarzyszących, które mogłyby być przedmiotem dokumentowania.
Zasoby obliczone zostały na trzech poziomach obliczeniowych: -150, -400 i -750 m.



Rys. Ustalone w dodatku do dokumentacji zasoby



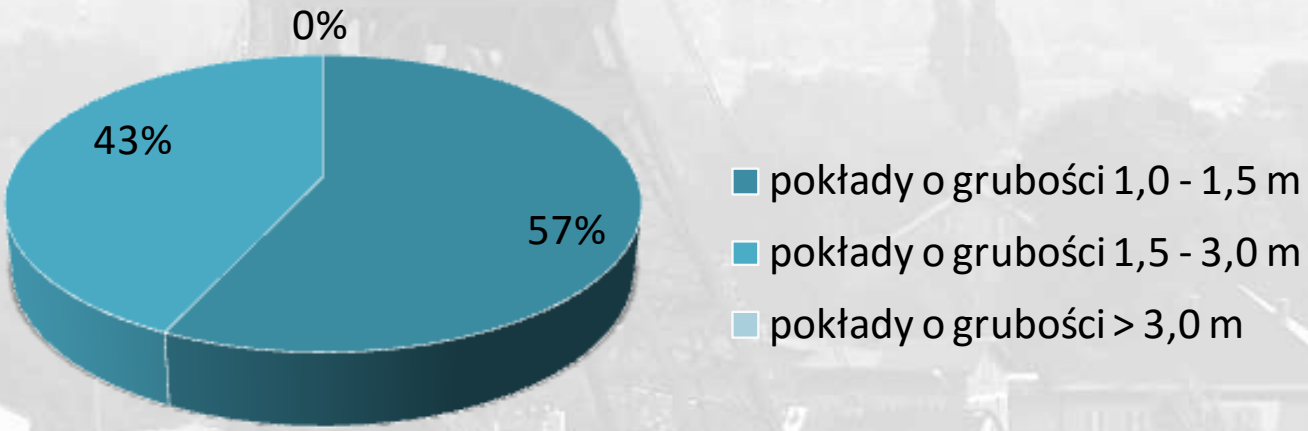
Rys. Rozkład ilościowy zasobów bilansowych na poszczególnych poziomach

Kierunek 3 – złoże „Za Rowem Bełckim”

Tabela. Rozkład ilościowy zasobów wg grubości pokładów

Wyszczególnienie	Zasoby [tys. ton]
Pokłady o grubości 1,0 ÷ 1,5 m	195 014
Pokłady o grubości 1,5 ÷ 3,0 m	147 488
Pokłady o grubości > 3,0 m	0

Rys. Rozkład procentowy zasobów wg grubości pokładów

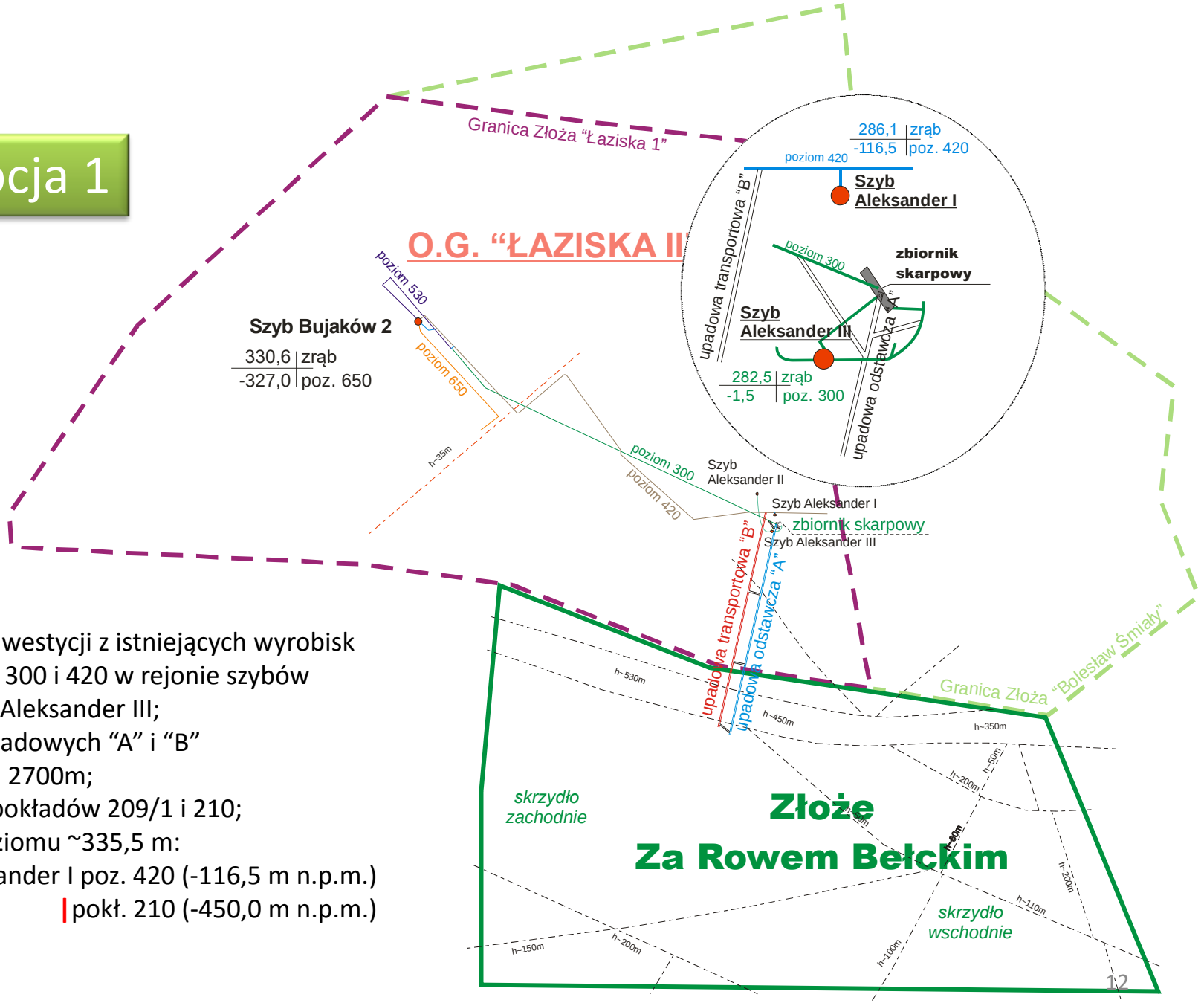


Z posiadanych informacji geologicznych wynika, że najbardziej atrakcyjne pokłady, które mogły by być przedmiotem eksploatacji, to pokłady o miąższości powyżej 1,5m: 209/1, 210, 212 i 215. Suma zasobów bilansowych tych pokładów wynosi ponad 100 mln ton.

Koncepcja 1

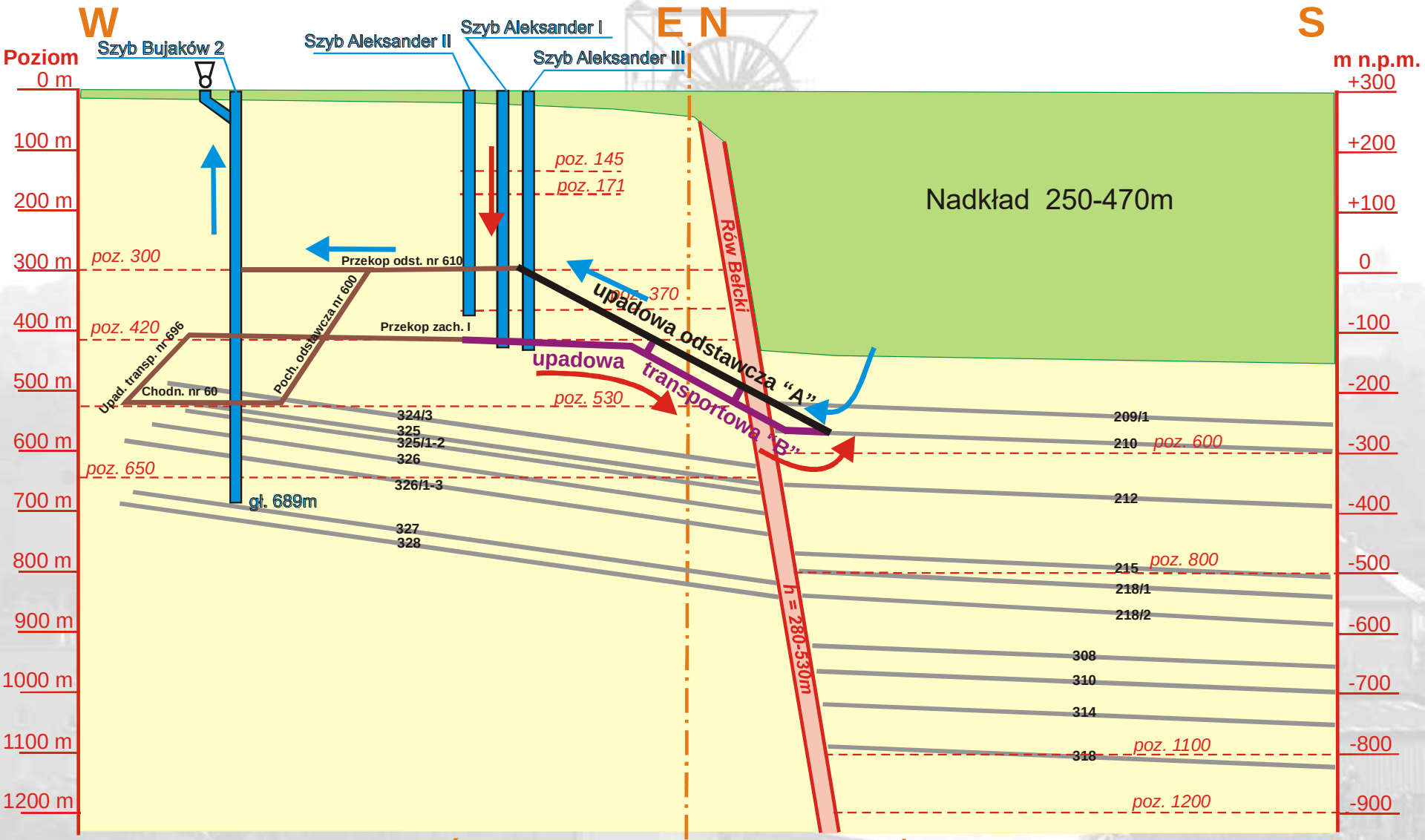
Udostępnienie za pomocą dwóch upadowych: **„A” i „B”,** bez budowy szybu

Koncepcja 1



- rozpoczęcie inwestycji z istniejących wyrobisk na poziomach 300 i 420 w rejonie szybów Aleksander I i Aleksander III;
- wykonanie upadowych "A" i "B" o dł. ~2600m i 2700m;
- eksploatacja pokładów 209/1 i 210;
- zakres podpoziomu ~335,5 m:
  - szyb Aleksander I poz. 420 (-116,5 m n.p.m.)
  - pokł. 210 (-450,0 m n.p.m.)

Koncepcja 1 – przekrój pionowy



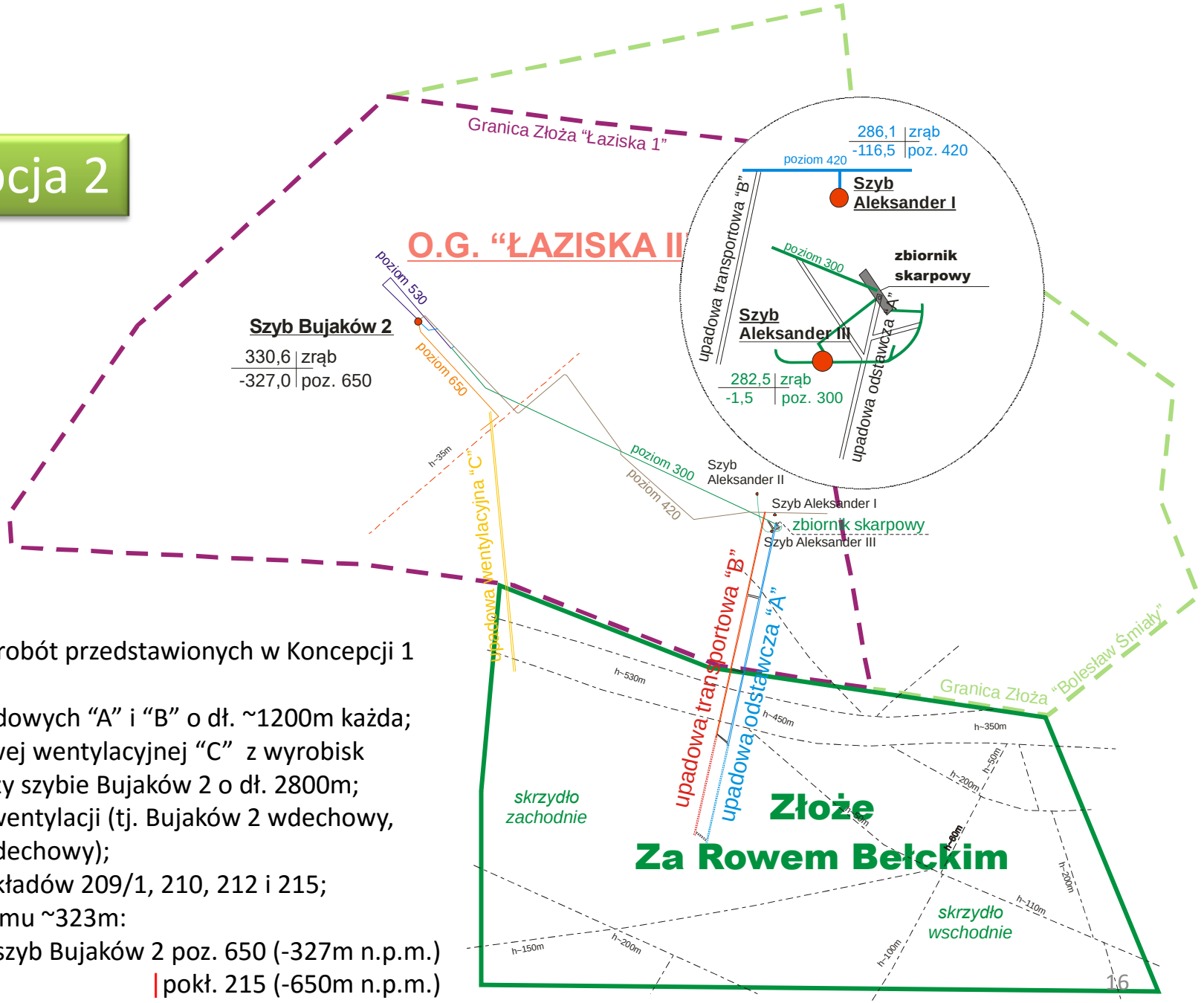
KONCEPCJA 1 - Udostępnienie za pomocą dwóch upadowych „A”, „B”, bez budowy szybu.

- *Zakres do wykonania:*
  - upadowe „A” i „B”, z przejściem przez uskok bełcki.
- *Udostępnione zasoby bilansowe (1,5 -3,0m): 63,0 mln ton.*
- *Zasoby operatywne: 36,0mln ton.*
- *Maksymalna głębokość podpoziomu: 330m.*
- *Przedłużenie żywotności: 20 lat.*

Koncepcja 2

Udostępnienie za pomocą trzech upadowych:
„A”, „B” i „C”, bez budowy szybu,

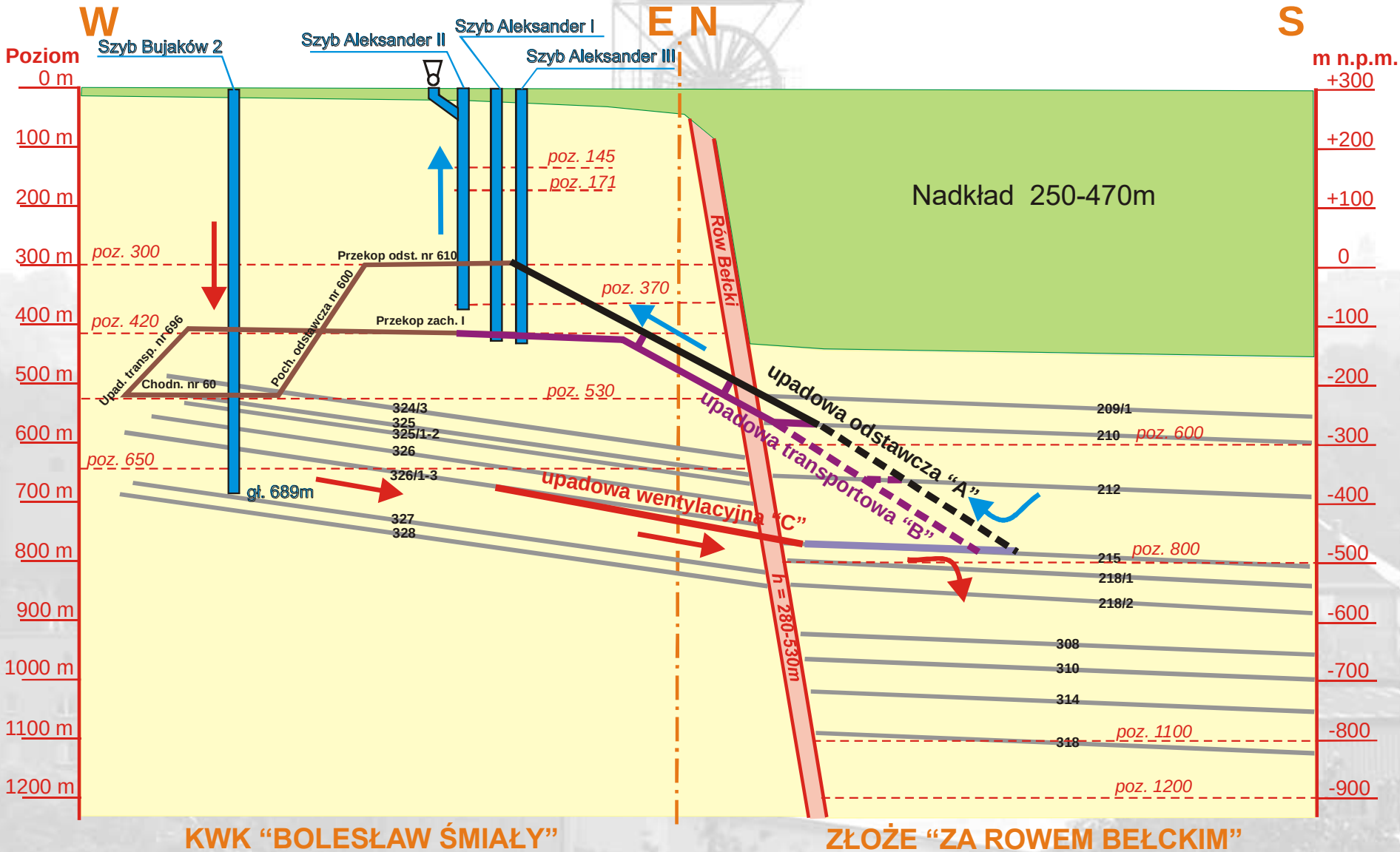
Koncepcja 2



Obejmuje zakres robót przedstawionych w Koncepcji 1 oraz dodatkowo:

- wydłużenie upadowych "A" i "B" o dł. ~1200m każda;
- budowa upadowej wentylacyjnej "C" z wyrobisk poziomu 650 przy szybie Bujaków 2 o dł. 2800m;
- zmiana układu wentylacji (tj. Bujaków 2 wdechowy, Aleksander I wydechowy);
- eksploatacja pokładów 209/1, 210, 212 i 215;
- zakres podpoziomu ~323m:
  - szyb Bujaków 2 poz. 650 (-327m n.p.m.)
  - pokł. 215 (-650m n.p.m.)

Koncepcja 2 – przekrój pionowy



KONCEPCJA 2 - Udostępnienie za pomocą trzech upadowych „A”, „B” i „C”,

- *Zakres do wykonania:*
  - upadowe „A”, „B” (I i II etap) i „C” z przejściem przez uskok bełcki,
  - reaktywacja wentylacyjnego szybu Aleksander II.

- *Udostępnione zasoby bilansowe (1,5 -3,0m): 105,0 mln ton.*

- *Zasoby operatywne: 65,0mln ton.*

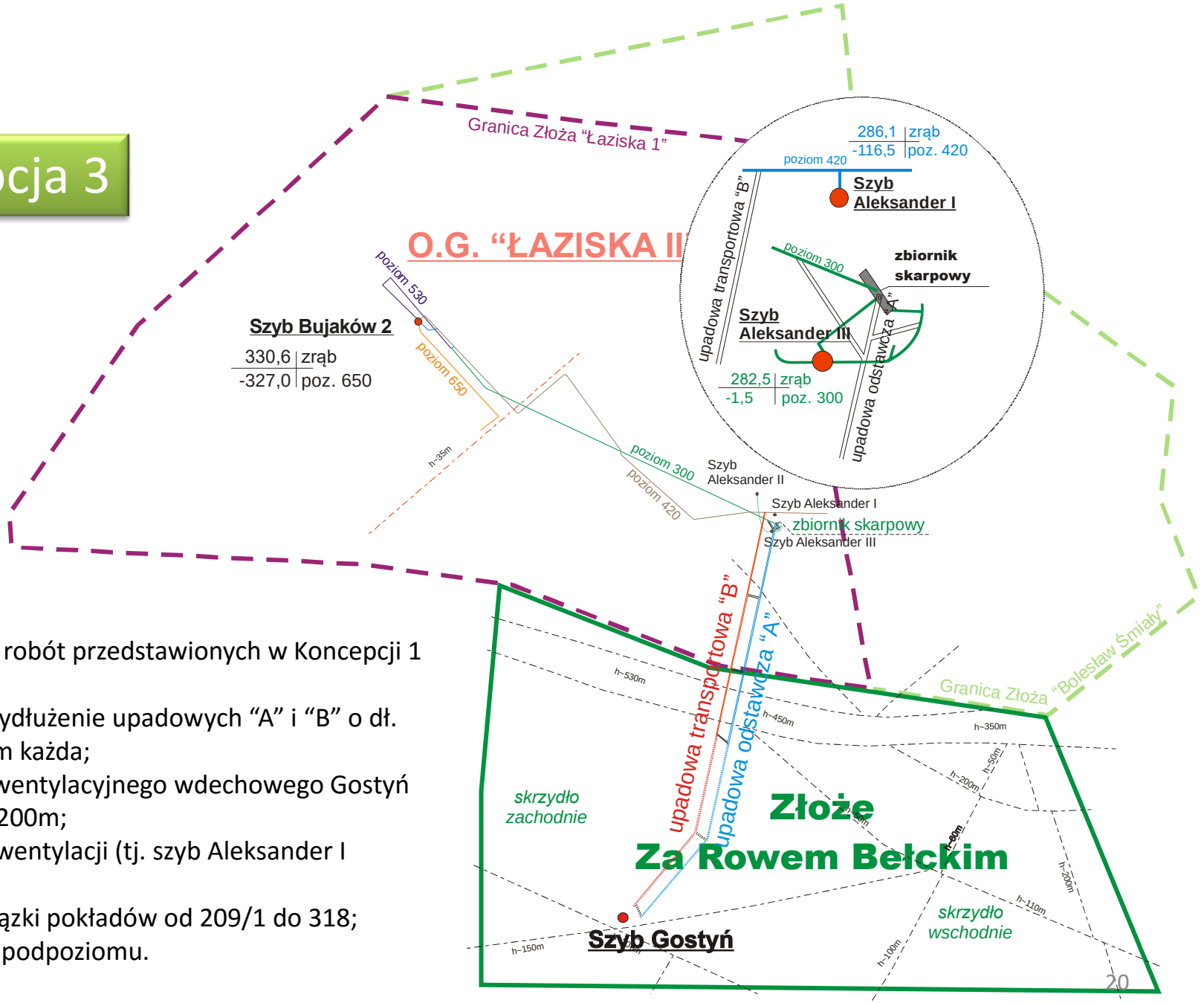
- *Maksymalna głębokość podpoziomu: 320m.*

- *Przedłużenie żywotności: 35 lat.*

Koncepcja 3

Udostępnienie za pomocą dwóch upadowych:
„A” i „B”, z budową **szybu wdechowego Gostyń**,

Koncepcja 3

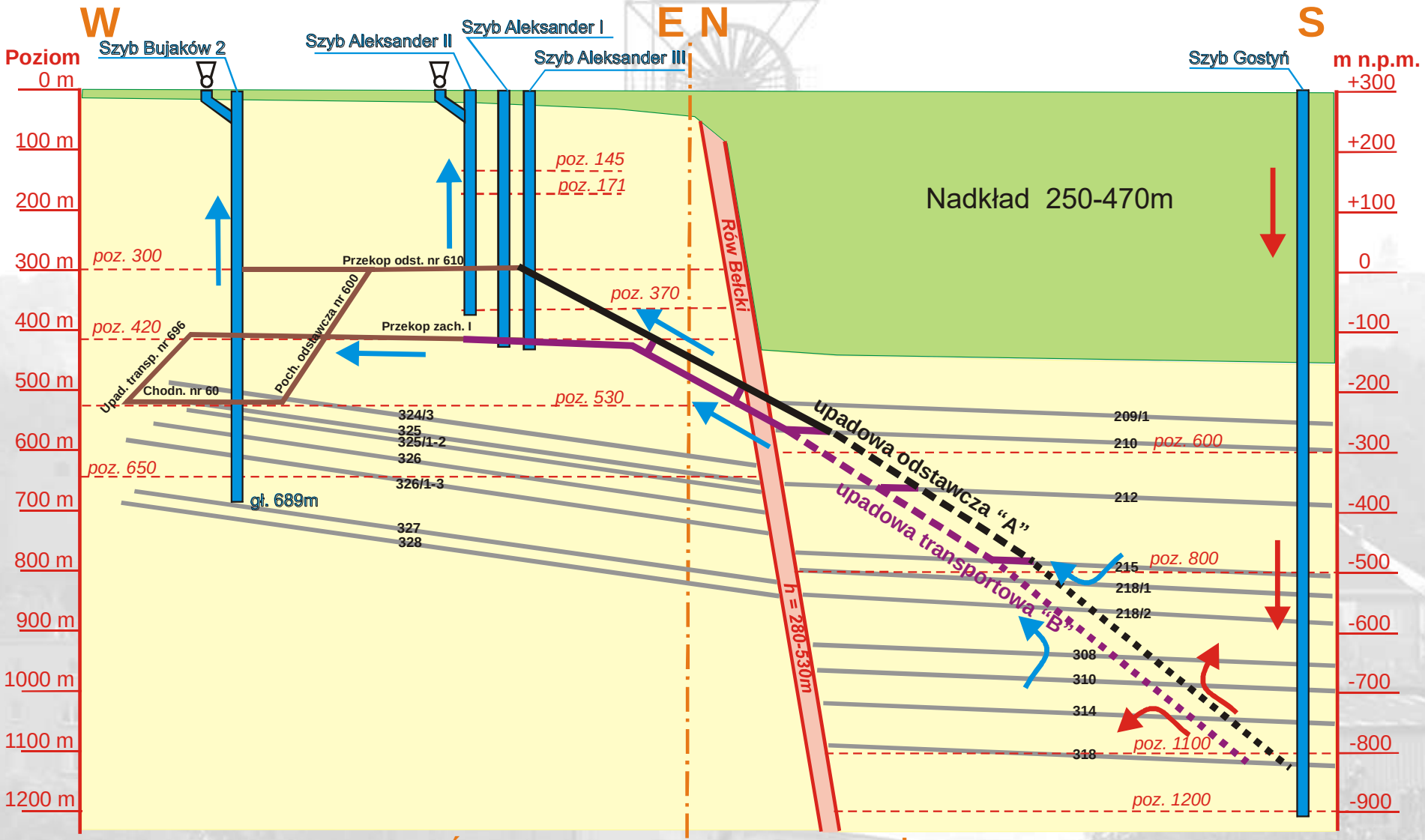


Obejmuje zakres robót przedstawionych w Koncepcji 1 oraz dodatkowo:

- dwuetapowe wydłużenie upadowych "A" i "B" o dł. ~1200m i ~1300m każda;
- budowa szybu wentylacyjnego wdechowego Gostyń o głębokości ~1200m;
- zmiana układu wentylacji (tj. szyb Aleksander I wydechowy);
- eksploatacja wiązki pokładów od 209/1 do 318;

Eksploatacja bez podpoziomu.

Koncepcja 3 – przekrój pionowy



KONCEPCJA 3 - Udostępnienie za pomocą dwóch upadowych „A” i „B”, z budową szybu wdechowego Gostyń,

- *Zakres do wykonania:*
  - upadowe „A” i „B” (I , II i III etap) z przejściem przez uskok bełcki,
  - budowa szybu Gostyń,
  - reaktywacja wentylacyjnego szybu Aleksander II.

- *Udostępnione zasoby bilansowe (1,5 -3,0m): 148,0mln ton*

- *Zasoby operatywne: 90,0mln ton*

- *Bez podpoziomu*

- *Przedłużenie żywotności: 50 lat*

	Mocne strony	Słabe strony	Szanse	Zagrożenia
KONCEPCJA 1	• BEZ BUDOWY SZYBU	• PODPOZIOM • NIEWIELKIE ZASOBY DO EKSPLOATACJI	ŻYWOTNOŚĆ 20LAT	• PRZEJŚCIE PRZEZ USKOK BEŁCKI (A, B)
KONCEPCJA 2	• BEZ BUDOWY SZYBU • DUŻE ZASOBY	• PODPOZIOM	ŻYWOTNOŚĆ 35LAT	• PRZEJŚCIE PRZEZ USKOK BEŁCKI (A, B, C)
KONCEPCJA 3	• BEZ PODPOZIOMU • BARDZO DUŻE ZASOBY DO EKSPLOATACJI	• BARDZO DUŻE NAKŁADY INWESTYCYJNE - BUDOWA SZYBU	ŻYWOTNOŚĆ >50LAT	• PRZEJŚCIE PRZEZ USKOK BEŁCKI (A, B) • BUDOWA SZYBU GOSTYŃ NA ODCINKU NADKŁADU

Podsumowanie

- Kopalnia Bolesław Śmiały przewiduje zagospodarowanie złoża za Rowem Bełckim

- Aktualne koncepcje udostępnienie i eksploatacji złoża obejmują zakres:
  - koncepcja 1 - upadowa A i B bez budowy szybu – podpoziom 330m
  - koncepcja 2 - upadowa A , B i C bez budowy szybu –podpoziom 320m
  - koncepcja 3 - upadowa A i B z budową szybu wdechowego Gostyń

- Upadowe A, B i C wymagają przejścia przez Uskok Bełcki o zrzucie 280-530m

- Terminowe przygotowanie złoża za Rowem Bełckim (ZRB) do eksploatacji wymaga:
  - uzyskania koncesji na wydobycie w złożu (ZRB) do 2021 roku
  - udostępnienia złoża za pomocą upadowych A i B do 2028 roku

- Eksploatacja złoża za Rowem Bełckim pozwoli stworzyć nowy model kopalni:
  - maksymalna koncentracja robót z wydobyciem 7200 t/d
  - uproszczenie infrastruktury transportu urobku, materiałów i jazdy ludzi

- Eksploatacja pokładów o miąższości 1,5-3,0 m przedłuży żywotność kopalni o 20-50 lat



Dziękuję za uwagę

Aktualne koncepcje przedłużenia żywotności KWK „Bolesław Śmiały" poprzez eksploatację złoża za Rowem Bełckim

Krystian Górny
KWK „Bolesław Śmiały"

Wojciech Surma
KWK „Bolesław Śmiały"

STRESZCZENIE

W referacie omówiono aktualne koncepcje przedłużenia żywotności kopalni „Bolesław Śmiały, w oparciu o gospodarcze wykorzystanie złoża za Rowem Bełckim (ZRB), jako najbardziej perspektywicznego kierunku rozwoju kopalni. Przedstawiono trzy możliwe do realizacji koncepcje udostępnienia i eksploatacji złoża. Zwrócono szczególną uwagę na sposób udostępnienia poszczególnych poziomów eksploatacyjnych oraz na wynikający z tego aspekt modelu przewietrzania kopalni.

SŁOWA KLUCZOWE: Udostępnienie, eksploatacja, złoże za Rowem Bełckim (ZRB), podpoziom, upadowa, szyb

1. WSTĘP

Kopalnia Węgla Kamiennego „Bolesław Śmiały" jest najstarszym i największym zakładem przemysłowym na terenie miasta Łaziska Górne. Kopalnia o nazwie „Bolesław Śmiały" w kształcie dającym początki dzisiejszej strukturze została powołana w 1947 roku. W sąsiedztwie kopalni powstała Elektrownia „Łaziska", która jest podstawowym odbiorcą węgla z KWK „Bolesław Śmiały". Pod względem geologicznym Kopalnia usytuowana jest w środkowej części Niecki Głównej Górnośląskiego Zagłębia Węglowego (na północ od Rowu Zawady). Obszar górniczy kopalni o nazwie „Łaziska II " wynosi 74,35 km^2 i położony jest na terenie miast: Łaziska Górne, Mikołów, Orzesze, Tychy oraz gmin: Wyry i Ornontowice. W obszarze „Łaziska II", udokumentowano dwa złoża. Pierwsze, o nazwie „Bolesław Śmiały", w którym nie prowadzi się już wydobycia, gdzie udokumentowano wyłącznie zasoby bilansowe (nie wydzielono zasobów przemysłowych). Drugie, o nazwie „Łaziska", gdzie aktualnie KWK „Bolesław Śmiały" prowadzi wydobycie węgla na podstawie Koncesji nr 116/94, której ważność upływa 31 lipca 2020 roku. Po tym terminie kopalnia zamierza kontynuować roboty w oparciu o nową koncesję w złożu o nazwie „Łaziska 1". Zasoby ustalone w pokładach 325÷326 oraz w wiązce pokładów 326/1÷326/3, które planowane są do wybrania w granicach złoża „Łaziska" i po 2020 roku w granicach złoża „Łaziska 1", pozwolą na efektywną i ekonomiczną eksploatację do roku 2032. Po tym okresie, jako zdecydowany kierunek dalszego funkcjonowania kopalni „Bolesław Śmiały", wskazuje się obszar złoża za Rowem Bełckim, którego udostępnienie i eksploatację planuje się prowadzić z wykorzystaniem istniejącej infrastruktury dołowej i powierzchniowej.

2. STAN AKTUALNY KOPALNI BOLESŁAW ŚMIAŁY

2.1 Udostępnienie złoża

Kopalnia „Bolesław Śmiały" prowadzi roboty górnicze w rejonie wydobywczym Bujaków w złożu „Łaziska", z centralnie zlokalizowanym szybem wentylacyjnym Bujaków 2, w odległości ~6 km od zakładu głównego (zlokalizowanego w Łaziskach Górnych). Udostępnienie pionowe: złoże „Łaziska" udostępnione jest czterema szybami, z czego trzy:

– Aleksander I do poziomu 420 (wdechowy, materiałowo-zjazdowy);
– Aleksander II do poziomu 370 (były szyb wentylacyjny wykorzystywany obecnie jako droga wentylacyjna zużytego powietrza z poziomu 370 do poziomu 300);
– Aleksander III do poziomu 420 (wdechowy, wydobywczo- materiałowo-zjazdowy);

zlokalizowane są w rejonie zakładu głównego, a czwarty:

– Bujaków 2 (wentylacyjny) do poziomu 650;

zlokalizowany jest w północno-zachodniej części złoża Łaziska (rejon Bujaków).
Udostępnienie poziome czynnego górniczo rejonu Bujaków zrealizowane jest:

– dla transportu materiałów i ludzi: przekopem zachodnim I na poz. 420 i upadową transportową nr 696 do poziomu 530,
– dla odstawy urobku: przekopem odstawczym na poziomie 300 i pochylnią odstawczą nr 600 do poziomu 530.

Aktualnie roboty górnicze w złożu „Łaziska" w rejonie Bujaków, prowadzone są podpoziomowo w pokładach: 325, 325/1, 325/2, 326. W przyszłości planuje się jeszcze roboty w pokładach 326/1/2/3 (udostępnienie tych pokładów w różnych parcelach zlokalizowanych w rejonie złoża „Łaziska", wymaga wykonania szeregu krótkich wyrobisk kamiennych – przejścia przez zaburzenia tektoniczne).

2.2 Model kopalni

KWK „Bolesław Śmiały" jest kopalnią z jednym ruchem wydobywczym w rejonie „Bujaków". Aktualny model kopalni został ukształtowany w ostatnich latach i będzie obowiązywał w okresie do 2030 roku. Jest oparty na funkcjonowaniu:

– równolegle prowadzonych dwóch ścian, w układzie szeregowego przechodzenia oddziałów wydobywczych do nowo uruchamianych ścian (po wykonaniu rozruchu przez oddział zbrojeniowo-likwidacyjny);
– 5 przodków kombajnowych przygotowawczych (w dalszej perspektywie, do utrzymania ciągłości wydobycia potrzebne będą 4 kombajny);

Wykonawstwo robót kamiennych (chodniki udostępniające pokłady lub parcele za dyslokacjami tektonicznymi, wyrobiska funkcyjne), realizowane są systemem zleconym przez firmy zewnętrzne.

2.3 Zakład przeróbczy

Technologia wzbogacania węgla oparta jest o pracę dwóch połączonych technologicznie zakładów:

– Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla (ZPMW) – gdzie podstawowym procesem wzbogacania węgla surowego w klasie ziarnowej powyżej 20/16 mm, jest układ wzbogacający w cieczy ciężkiej;
– Zakład Wzbogacania i Odsiarczania Miałów Energetycznych (ZWiOME) – który wzbogaca miał surowy w klasie ziarnowej od 0,0 do 16/20 mm, w ośrodku wodnym. Podstawowym celem przedsięwzięcia inwestycyjnego ZWiOME, było umożliwienie dostosowywania

jakości produkowanego w KWK „Bolesław Śmiały" miału energetycznego do wymogów rynku. Zastosowana technologia wzbogacania węgla oraz jego parametry produkcyjne zostały podporządkowane oczekiwaniom głównego odbiorcy węgla – Elektrowni Łaziska. Ostateczny wybór technologii wzbogacania węgla zastosowanej w ZWiOME, oparty był na deklaracji o długoletnim odbiorze węgla przez Elektrownię Łaziska.

2.4 Zagrożenia naturalne

Kopalnia charakteryzuje się niskim poziomem zagrożeń naturalnych: I kategoria zagrożenia metanowego, I i II stopień zagrożenia wodnego, klasa A zagrożenia wybuchem pyłu węglowego, pokłady niezagrożone tąpaniami, brak zagrożenia klimatycznego, co w decydujący sposób ułatwia prowadzenie robót górniczych i przyczynia się do osiąganych dobrych wyników produkcyjnych. Istniejące zagrożenia są dobrze rozpoznane, badane i oceniane na bieżąco, oraz zwalczane za pomocą środków technicznych i organizacyjnych. W najbliższych latach nie przewiduje się radykalnego wzrostu zagrożeń naturalnych w stopniu mogącym rzutować na dalszy rozwój kopalni.

2.5 Wskaźniki techniczno-ekonomiczne w latach 2006-2015

Osiągane w ostatnich lata wyniki produkcyjne i ekonomiczne zestawiono w poniższej tablicy.

Tabela 1. Wybrane wskaźniki techniczno-ekonomiczne osiągane przez KWK „Bolesław Śmiały" w okresie 2006-2015

Table 1. Selected technical-economic indicators achieved by KWK „Bolesław Śmiały" coal mine between 2006-2015

Parametr		**2006**	**2007**	**2008**	**2009**	**2010**	**2011**	**2012**	**2013**	**2014**	**2015**
Wydobycie netto	tys. t	1 802	1 730	1 853	1 582	1 668	1 756	1 605	1 425	1 375	1 588
	t/d	7 208	6 892	7 385	6 281	6 619	6 970	6 396	5 700	5 615	6 329
Wydajność	t/zatr	1025	1032	1087	916	989	1019	925	853	856	1053
Zatrudnienie średnie		1 758	1 677	1 705	1 727	1 687	1 723	1 736	1 671	1 607	1508
Wynik finansowy	mln zł	21,1	23,9	47,9	72,4	90,9	131,3	-5,9	-32,6	33,3	25,0*

*Wynik przewidywany

3. ROZWÓJ KOPALNI PO 2032 ROKU

3.1 Możliwe kierunki rozwoju kopalni

Dla dalszego funkcjonowania kopalni możliwe są trzy kierunki rozwoju:
Kierunek 1 – złoże „Łaziska 1"- poniżej poziomu 660, do głębokości 1000 m, udokumentowanych jest 61,3mln ton zasobów bilansowych na poziomach 800 i 1000, występujących w pokładach od 326/1 do 336/2. Nie są one obecnie dostępne z istniejących wyrobisk górniczych. Ocena efektywności: mała ilość zasobów, wzrost poziomu zagrożeń, konieczne znaczne nakłady na pogłębianie szybów Aleksander I i III i roboty kamienne - kierunek odrzucono;

Kierunek 2 – złoże „Bolesław Śmiały" przylegające do Złoża „Łaziska" / „Łaziska 1". W pokładach od 324/3 do 326/2 udokumentowanych jest 47,7 mln ton zasobów bilansowych na po-

ziomach 530, 660, 800 i 1000. Ocena efektywności: zasoby nie są dostępne z istniejących wyrobisk górniczych, udokumentowano zasoby bilansowe, mała ilość zasobów, konieczny znaczny zakres rzeczowo-finansowy - kierunek odrzucono;

Kierunek 3 – rejon za Rowem Bełckim zlokalizowany na południe od szybów głównych, poza złożem „Łaziska", ale przylegający do przyszłego złoża „Łaziska 1". W dokumentacji geologicznej złoża „Za Rowem Bełckim" udokumentowano 342,5 mln ton zasobów bilansowych na poziomach obliczeniowych: -150, -400 i -700 m n.p.m. –rejon ten przyjęto jako zdecydowany i perspektywiczny kierunek dla przedłużenia żywotności kopalni.

4. CHARAKTERYSTYKA ZŁOŻA ZA ROWEM BEŁCKIM

Udokumentowane zasoby węgla kamiennego w złożu za Rowem Bełckim zalegają na południe od obszaru górniczego Łaziska II, za strefą uskokową o nazwie Rów Bełcki. Uskoki o amplitudzie zrzutu od 280 do 530 m w kierunku południowym przebiegają w przybliżeniu równolegle do południowej granicy obszaru górniczego Łaziska II. Warstwy karbońskie zapadają w kierunku NW pod katem około 6-10°. Nadkład złoża ZRB tworzą utwory czwartorzędu, neogenu (trzeciorzędu) i triasu o miąższości od 250 do 470 m. Pokłady węgla warstw łaziskich są zmienne pod względem zalegania i miąższości. W dokumentacji geologicznej udokumentowano 11 pokładów warstw łaziskich o grubościach w części bilansowej 1,0-2,4 m. Za najbardziej stały i charakterystyczny uznawany jest pokład 215 eksploatowany dawniej w kopalni Bolesław Śmiały. Pokłady węgla warstw orzeskich charakteryzują się dużą zmiennością miąższości i nieciągłym występowaniem. W dokumentacji geologicznej złoża udokumentowano 6 pokładów bilansowych. Stałym zaleganiem i stosunkowo dużymi grubościami charakteryzują się pokłady 314 i 303. Miąższość pokładów bilansowych waha się przeciętnie w granicach od 1,0 do 1,5 m. W złożu „Za Rowem Bełckim" udokumentowano aktualnie 445,2 mln ton zasobów geologicznych, z czego 342,5 mln ton zasobów bilansowych, w tym pokłady o grubości 1,0-1,5 m z zasobami195,0 mln ton (57%), oraz pokłady 1,5-3,0 m z zasobami 147,4 mln ton (43%). Aktualne udokumentowane zasoby do głębokości 1000 m rozpoznano w kategoriach C_2 (43% zasobów) i D (57% zasobów). Zasoby udokumentowano na trzech poziomach obliczeniowych: poz. (-150) 29,2 mln (8,5%), poz. (-400) 156,9 mln (45,7%), poz. (-750) 156,3 mln (45,8%). Średnie parametry jakościowe złoża określone na podstawie analiz 135 prób pobranych z otworów przedstawiają się następująco: kaloryczność 25,3 MJ/kg, zawartość popiołu 18,4 %, zawartość siarki 0,94 %, typy węgla 31, 32, 33. Dla dalszego rozpoznawania złoża ZRB Kompania Węglowa S.A. w 2014 roku uzyskała koncesję na rozpoznawanie złoża węgla kamiennego. Obszar objęty koncesją na rozpoznawanie ma powierzchnię 25,91 km^2 i obejmuje miasta: Orzesze (9,27 km^2), Łaziska Górne (l,71 km^2) oraz gminy: Wyry (12,62 km^2) i Kobiór (2,31 km^2). W ramach koncesji zaplanowano wykonanie czterech otworów badawczych o głębokościach około 1000 m. Aktualnie prowadzone wiercenia pozwolą na udokumentowanie zasobów w kategoriach rozpoznania C_1 i C_2. Po wykonaniu badań planuje się wystąpić z wnioskiem o uzyskanie koncesji na wydobywanie węgla kamiennego ze złoża za Rowem Bełckim.

5. KONCEPCJE UDOSTĘPNIENIA I EKSPLOATACJI ZŁOŻA ZA ROWEM BEŁCKIM

W planach gospodarczego wykorzystania złoża ZRB i przedłużenia żywotności kopalni „Bolesław Śmiały" rozpatrywane są aktualnie trzy zasadnicze koncepcje udostępnienia i eksploatacji tego złoża:

1) Udostępnienie za pomocą dwóch upadowych „A" i „B", bez budowy szybu;

2) Udostępnienie za pomocą trzech upadowych „A”, „B” i „C”, bez budowy szybu;
3) Udostępnienie za pomocą dwóch upadowych „A” i „B”, z budową szybu wdechowego Gostyń.

Głównymi kryteriami realizacji danej koncepcji, oprócz czynników technicznych będą przede wszystkim:

– prognoza zbytu węgla energetycznego;
– strategia rozwoju głównego odbiorcy miałów energetycznych tj. Elektrowni Łaziska;
– dostępne nakłady inwestycyjne do realizacji projektu;
– uwarunkowania i uzgodnienia środowiskowe.

Podstawowymi aspektami technicznymi dla rozpatrywanych koncepcji udostępnienia i eksploatacji złoża ZRB są:

– sposób i poziom udostępnienia złoża;
– ilość pokładów i wielkość udostępnionych zasobów;
– żywotność kopalni wynikająca z udostępnionego złoża i przyjętego modelu kopalni.

Zasadniczą i wspólną cechą omawianych koncepcji, jest wykonanie upadowych odstawczej „A” i transportowej „B”, o długościach odpowiednio 2600 m i 2700 m, wiążących zakres planowanych w rejonie ZRB robót z aktualnymi ciągami technologicznymi kopalni na poziomach 300 i 420. Model kopalni Bolesław Śmiały w latach 2030-2031, przewiduje wydobycie na poziomie 6500 t/d, realizowane jedną ścianą jeszcze w złożu „Łaziska 1” i jedną ścianą już w złożu ZRB. Od roku 2032, po intensyfikacji robót przygotowawczych i przygotowaniu frontu eksploatacyjnego w złożu ZRB, model kopalni przewiduje wydobycie na poziomie 7200 t/d, realizowane dwiema ścianami wydobywczymi już tylko w złożu ZRB.

5.1 Koncepcja 1: Udostępnienie za pomocą dwóch upadowych „A” i „B”, bez budowy szybu

„Koncepcja 1” przewiduje udostępnienie, a następnie eksploatację pokładów 209/1 i 210, o łącznych zasobach bilansowych ~63,0 mln ton, z czego zasoby przewidziane do wydobycia wynoszą 36,7 mln ton węgla, co przy średnio dobowym planowanym wydobyciu na poziomie 7200 t/d, zapewni przedłużenie żywotności kopalni o około 20 lat, tj. do roku 2050. Udostępnienie złoża nastąpi przez wykonanie układu dwóch równoległych upadowych „A”, „B” z rejonu szybów głównych zakładu. Upadowa odstawcza „A”, drążona jednoetapowo z wykorzystaniem dwóch spinek wentylacyjnych o długości około 150 m wykonywanych od strony równolegle drążonej upadowej transportowej „B”, wykonana zostanie z poziomu 300 z rejonu zbiornika skarpowego węgla przy szybie wydobywczym Aleksander III. Wyrobisko drążone będzie ze średnim nachyleniem -6 °30´. Po przejściu przez strefę uskoku Bełckiego o zrzucie 280-530 m oraz osiągnięciu długości 2600 m, udostępni pokład 210 na głębokości -290 m n.p.m. Upadowa transportowa „B” o długości 2700 m, drążona będzie z poziomu 420 z rejonu szybu Aleksander I w trzech etapach:

– etap pierwszy: poziomo, długość 1000 m, do wykonania spinki wentylacyjnej nr 1;
– etap drugi: z nachyleniem -6°30', długość 900 m, do wykonania spinki wentylacyjnej nr 2;
– etap trzeci: z nachyleniem -6°30', długość 800 m, do udostępnienia pokładu 210 na głębokości -310 m n.p.m.

Udostępnienie pokładu 210 zostanie zakończone przez wykonanie w tym pokładzie spięcia wentylacyjnego upadowych „A” i „B”. Kolejnym etapem udostępnienia będzie wykonanie dwóch chodników kamiennych poziomych do pokładu 209/1 z upadowych „A” i „B”, o łącznej

długości około 500 m. Z udostępnionych pokładów 209/1 i 210 nastąpi rozwinięcie robót przygotowawczych dla planowanej eksploatacji dwuskrzydłowej – jedna ściana w skrzydle zachodnim, druga ściana w skrzydle wschodnim, z wybieraniem kolejno pokładów 209/1 , 210. Planowana eksploatacja dla „Koncepcji 1" prowadzona będzie na głębokości od -450 m n.p.m do -50 m n.p.m, co przy kocie wysokościowej poziomu zrębu szybu wdechowego Aleksander I wynoszącej +286 m n.p.m. oraz poziomie udostępnienia -116 m n.p.m. stanowi przedział od minus 334 m do +66 m względem poziomu udostępnienia i jest porównywalny z wielkością podpoziomu, dla obecnie prowadzonych robót górniczych w kopalni Bolesław Śmiały. Według aktualnego rozpoznania warunków i stanu zagrożeń naturalnych w złożu ZRB przewiduje się, że skala zagrożeń naturalnych będzie odpowiadała obecnie występującym w kopalni „Bolesław Śmiały" w złożu „Łaziska" / „Łaziska 1", co w oparciu o dotychczasowe doświadczenia uzasadnia możliwość efektywnego i bezpiecznego prowadzenia eksploatacji podpoziomowej w złożu za Rowem Bełckim. Przewietrzanie kopalni dla „Koncepcji 1" będzie następujące: powietrze sprowadzane będzie szybem wdechowym Aleksander I do poziomu 420, upadową transportową „B" do wlotów pokładów 209/1 i 210 (poziom 600), dalej w wyrobiskach w pokładach 209/1 i 210, odprowadzane zostanie upadową odstawczą „A" do poziomu 300 i dalej przekopem na poziomie 300 do szybu wentylacyjnego Bujaków 2. W przypadkach wystąpienia zagrożeń w wlotowym prądzie powietrza, odpowiedni układ tam wentylacyjnych na poziomie 300 i 420 w rejonie upadowych „A" i „B", umożliwi szybką zmianę sposobu przewietrzania (lokalną rewersję), z doprowadzeniem prądu powietrza upadową „A" z poziomu 300 i odprowadzeniem powietrza upadową „B" do poziomu 420, i dalej przekopem zachodnim do szybu Bujaków 2 na poziomie 420.

5.2 Koncepcja 2: Udostępnienie za pomocą trzech upadowych „A", „B" i „C", bez budowy szybu

W „Koncepcji 2" stanowiącej rozszerzenie „Koncepcji 1", planowana jest eksploatacja pokładów 209/1, 210, 212 oraz 215, o łącznych zasobach bilansowych 105,6 mln ton węgla, z czego zasoby przewidziane do wydobycia wynoszą 64,5 mln ton, co przy średnio dobowym planowanym wydobyciu na poziomie 7200 t/d, zapewni przedłużenie żywotności kopalni o około 35 lat, tj. do roku 2065. „Koncepcja 2" w pierwszym etapie obejmie realizację zakresu działań, które zostały przedstawione dla „Koncepcji 1", a następnie rozszerzenie działań zmierzających do dwuskrzydłowego udostępnienia pokładów 212 i 215, z równoczesną zmianą funkcji szybu Bujaków 2 z wydechowego na wdechowy oraz reaktywacją szybu wentylacyjnego Aleksander II. W trakcie eksploatacji pokładów 209/1 i 210, w celu udostępnienia pokładów 212 i 215, przedłużone zostaną upadowe „A" i „B" o długość około 1200 m każda. Przedłużane upadowe drążone z nachyleniem -9°30' udostępnią pokład 215 w centralnej części złoża na głębokości -500 m n.p.m. Drugim, peryferyjnym udostępnieniem pokładów 212 i 215, będzie wykonana upadowa wentylacyjna „C" o długości 2800 m o średnim nachyleniu -5°, łącząca poziom 650 przy szybie Bujaków 2 przez uskok Bełcki ze złożem ZRB. Upadowa wentylacyjna „C", dla zapewnienia wymaganych parametrów przewietrzania w czasie drążenia, wykonywana będzie dwoma przodkami na zbicie: od strony Szybu Bujaków 2 z wyrobisk w pokładzie 326/3 (wykonanych jeszcze w okresie eksploatacji złoża „Łaziska 1"), oraz od strony złoża ZRB z wyrobisk w pokładzie 215. Upadowa wentylacyjna „C" pozwoli udostępnić pokład 215 w złożu ZRB w najniższej przewidzianej do eksploatacji części pokładu 215 na głębokości -650 m n.p.m. Dla eksploatacji pokładów 212 , 215, planowana jest zmiana funkcji szybów, bez ich pogłębiania: szyb Bujaków 2 z istniejącym poziomem 650 będzie szybem wdechowym, natomiast szybem wentylacyjnym będzie szyb Aleksander II. Przewietrzanie kopalni dla „Koncep-

cji 2” będzie następujące: powietrze sprowadzane będzie szybem wdechowym Bujaków 2 do poziomu 650, upadową wentylacyjną „C” do pokładu 215 na głębokość -650 m n.p.m. po przewietrzeniu wyrobisk w pokładach 212 i 215, odprowadzane zostanie upadową odstawczą „A” do poziomu 300 i do szybu wydechowego Aleksander II. Planowana eksploatacja pokładów 212 i 215 prowadzona będzie na głębokości od -650 m n.p.m. do -320 m n.p.m., co przy kocie wysokościowej poziomu zrębu szybu wdechowego Bujaków 2 równej +330 m n.p.m. oraz poziomie udostępnienia -327 m n.p.m., stanowi przedział od -323 m do +7 m względem poziomu udostępnienia, a więc stanowić będzie porównywalny podpoziom jak dla „Koncepcji 1”.

5.3 Koncepcja 3 - Udostępnienie za pomocą dwóch upadowych „A” i „B” oraz z budową szybu wdechowego Gostyń

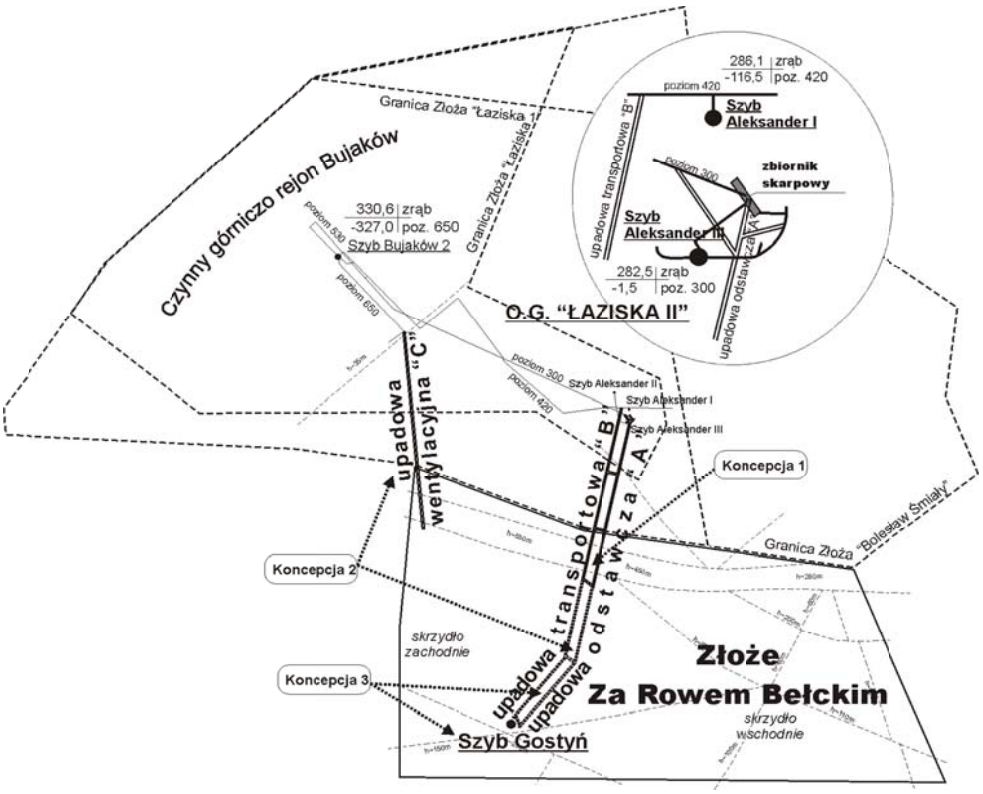
Koncepcja przewiduje dwustronne udostępnienie złoża ZRB, a następnie kolejno eksploatację od pokładu 209/1 do pokładu 318 o łącznych zasobów bilansowych w ilości 147,5 mln ton, z czego zasoby przewidziane do wydobycia do poziomu 1000 wynoszą 89,9 mln ton węgla, co przy średnio dobowym planowanym wydobyciu na poziomie 7200 t/d zapewni przedłużenie żywotności kopalni o około 50 lat tj. do roku 2080. Ponadto zasoby znajdujące się w pokładach 310 do 318, znajdujące się w skrzydle zachodnim na głębokościach od 1000 do 1200 m, przewidziane do udostępnienia z poz. 1200 w znaczący sposób mogą powiększyć obecnie udokumentowaną bazę zasobową. Udostępnienie złoża od strony północnej nastąpi przez wykonanie układu dwóch równoległych upadowych „A” i „B” z rejonu szybów głównych kopalni, wykonywanych w 3 etapach, wraz z eksploatacją kolejnych pokładów:

– etap I: upadowe „A” i „B” o długościach 2600 i 2700 m z nachyleniem -6°30' dla eksploatacji pokładów 209/1 i 210 (poziom nacięcia pokładu 210: -300 m n.p.m.);
– etap II: wydłużenie upadowych „A” i „B” na kierunku o 1200 m, z nachyleniem -9°30', dla eksploatacji pokładów 212 i 215 (poziom nacięcia pokładu 215: -500 m n.p.m.);
– etap III: wydłużenie upadowych „A” i „B” o 1300 m z odchyleniem kierunku do projektowanej lokalizacji szybu Gostyń, dla eksploatacji pokładów od 218 do 318 (poziom nacięcia pokładu 318: -800 m n.p.m.)

Udostępnienie złoża od strony południowej nastąpi przez wydrążenie szybu wdechowego Gostyń o głębokości ~1200 m, wykonywanego etapowo do kolejnych poziomów:

– poziom 600 – dla udostępnienia złoża do pokładu 210;
– poziom 800 – dla udostępnienia złoża do pokładu 215;
– poziom 1100 – dla udostępnienia złoża do pokładu 318, partia skrzydła wschodniego;
– poziom 1200 – dla udostępnienia złoża do pokładu 318, partia skrzydła zachodniego.

Połączenie wentylacyjne od szybu Gostyń do upadowych „A” i „B”, dla eksploatacji kolejnych pokładów, realizowane będzie przez układ dwóch równoległych chodników: transportowego i odstawczego, wykonywanych w poszczególnych pokładach. Eksploatacja prowadzona będzie dwuskrzydłowo dwiema ścianami - po jednej w każdym skrzydle, kolejno w pokładach od 209/1 do 318 wyłącznie powyżej poziomu udostępnienia. Przewietrzanie kopalni dla „Koncepcji 3” będzie następujące: powietrze sprowadzane będzie szybem wdechowym Gostyń do założonych poziomów udostępnienia 600, 800, 1100, 1200, po przewietrzeniu wyrobisk w poszczególnych pokładach odprowadzane zostanie upadową „A” przez przekop na poziomie 300 do szybu wydechowego Aleksander II oraz upadową „B” przez przekop na poziomie 420 do szybu wydechowego Bujaków 2.



Rys. 1. Schematyczne ujęcie koncepcji udostępnienia złoża za Rowem Bełckim
Fig.1. Diagram of the concept to make a deposit behind "Rów Bełcki" available for mining

5.4 Ocena prezentowanych koncepcji

Poszczególne omówione koncepcje, w perspektywie ich realizacji w aspektach techniczno-ekonomicznych i środowiskowych, prezentują zarówno słabe jak i mocne strony, oraz generują szanse i zagrożenia ich powodzenia.

Tabela 2 Ocena koncepcji 1-3
Table 2. Estimate of the concept 1-3

	Mocne strony	Słabe strony	Szanse	Zagrożenia
Koncepcja 1	– bez budowy szybu	– podpoziom	żywotność 20lat	– przejście przez uskok Bełcki (A, B)
Koncepcja 2	– bez budowy szybu – duże zasoby	– podpoziom	żywotność 35lat	– przejście przez uskok Bełcki (A, B i C)
Koncepcja 3	– bez podpoziomu – bardzo duże zasoby	– budowa szybu	żywotność >50lat	– przejście uskok Bełcki (A, B) – budowa szybu Gostyń na odcinku nadkładu

Głównymi obszarami środowiskowymi, które będą mieć decydujące znaczenie dla uzyskania koniecznych uzgodnień w postępowaniach administracyjnych i determinujące powodzenie realizacji poszczególnych koncepcji lub nawet całego projektu, będą przede wszystkim:

– oddziaływanie eksploatacji na powierzchnię w zakresie wpływów na infrastrukturę obiektów budowlanych;
– oddziaływanie eksploatacji na powierzchnię w zakresie zmian hydrologicznych, w szczególności w odniesieniu do rzeki Gostynki, która przepływa w centralnej części złoża za Rowem Bełckim;
– odprowadzanie silnie zmineralizowanych wód;
– budowa szybu Gostyń;
– reaktywacja szybu wydechowego Aleksander II w części zasadniczej zakładu.

Dla zapewnienia wydłużenia żywotności kopalni „Bolesław Śmiały" przez eksploatację złoża ZRB, kluczową sprawą z punktu widzenia technicznego, jest terminowe wykonanie upadowych „A" i „B" etap I, jako zasadniczego i wspólnego elementu dla wszystkich omawianych koncepcji, w szczególności w perspektywie konieczności przejścia tymi wyrobiskami przez uskok Bełcki o zrzucie 280-530 m, dla którego warunki górniczo-geologiczne nie są dostatecznie rozpoznane i mogą być przyczyną opóźnień robót. Dla zapewnienia korzystnych warunków drążenia upadowych „A" i „B" wyrobiska te na całej długości zaprojektowano w skałach karbonu. Niezależnie od przyjętej do realizacji koncepcji, harmonogram działań zmierzający do zapewnienia płynnego przejścia z wydobyciem z obszaru macierzystego kopalni do nowego złoża ZRB, wymaga w kolejnych latach:

– do 2017: rozpoznawanie złoża ZRB;
– 2020: pozyskanie koncesji na wydobycie dla złoża „Łaziska 1" ;
– 2021: pozyskanie koncesji na wydobycie węgla ze złoża „Za Rowem Bełckim";
– 2021: rozpoczęcie drążenia upadowych „A" i „B";
– 2028: udostępnienie pokładów 209/1 i 210;
– 2030: przygotowanie frontu dla pierwszej ściany i rozpoczęcie wydobycia w złożu ZRB;
– 2032: przygotowanie frontu dla drugiej ściany i realizacja w całości wydobycia w złożu ZRB.

6. MODEL KOPALNI BOLESŁAW ŚMIAŁY Z EKSPLOATACJĄ ZŁOŻA ZRB

Kopalnia w okresie przejściowym, tj. w latach 2030-2031, przewiduje wydobycie na poziomie 6500 t/d, realizowane jedną ścianą jeszcze w złożu „Łaziska 1" i jedną ścianą już w złożu ZRB. Od roku 2032, po intensyfikacji robót chodnikowych w pokładach i przygotowaniu frontu eksploatacyjnego dla drugiej ściany w złożu ZRB, planuje się wydobycie na poziomie 7200 t/d, realizowane dwiema ścianami wydobywczymi już tylko w złożu ZRB.

Dla robót przygotowawczych prognozuje się zaangażowanie 4 kombajnów chodnikowych z szerokim zastosowaniem obudowy kotwowej w związku z korzystnymi warunkami dla zastosowania tej obudowy w skałach warstw łaziskich wynikających z występowania piaskowców i łupków zapiaszczonych jako skał otaczających pokłady grupy 200. Odstawa główna realizowana będzie przez przenośniki taśmowe o szerokości 1400 mm, odstawa oddziałowa robót wydobywczych przez przenośniki 1200 mm, natomiast dla pozostałych robót przenośniki o szerokości 1000 mm. Transport materiałów do wszystkich czynnych przodków, oraz jazda ludzi do wszystkich rejonów prowadzenia robót górniczych, realizowany będzie wyłącznie przez

sieć podwieszanych kolejek spalinowych, z wykorzystaniem obecnie istniejącej infrastruktury wyrobisk podszybii 300 i 420 dla celów wyrobisk funkcyjnych (dworce, zajezdnie, warsztaty…). Kolej podziemna na poziomach 300 i 420 pozostanie wyłącznie jako transport pomocniczy z całkowitą likwidacją trakcji elektrycznej. Prognozowany poziom zatrudnienia wynosi 1400 pracowników, co przy planowanym wydobyciu 7200 t/d zapewni wydajność około 1300 t na jednego pracownika na rok, przy obecnej wydajności rzędu 1000 t/pracownika /rok.

PODSUMOWANIE

1) Dla przedłużenia żywotności kopalni „Bolesław Śmiały", najbardziej perspektywicznym kierunkiem, który kopalnia będzie rozwijać, jest udostępnienie i eksploatacja złoża za Rowem Bełckim.
2) Wybór koncepcji udostępnienia i eksploatacji złoża za Rowem Bełckim wynikać będzie w głównej mierze z prognozy zbytu węgla energetycznego, w tym przede wszystkim strategii rozwoju głównego odbiorcy miałów energetycznych Elektrowni Łaziska, oraz dostępnych środków inwestycyjnych do realizacji projektu.
3) Dla terminowego przygotowania złoża za Rowem Bełckim do eksploatacji konieczne jest uzyskanie koncesji na wydobycie ze złoża ZRB do 2021roku.
4) Zasadniczym i wspólnym elementem technicznym dla wszystkich rozpatrywanych koncepcji udostępnienia i eksploatacji złoża za Rowem Bełckim jest wykonanie w latach 2021-2028 upadowych „A" i „B" etap I z przejściem przez uskok Bełcki.
5) Decydujące znaczenie w szansach realizacji projektu pod kątem przeprowadzenia postępowań administracyjnych, będą miały uwarunkowania i uzgodnienia środowiskowe.
6) Eksploatacja złoża za Rowem Bełckim pozwoli stworzyć nowy, wydajny model kopalni „Bolesław Śmiały" o dużej koncentracji wydobycia, z korzystnym układem infrastruktury odstawy urobku, transportu materiałów i jazdy ludzi.
7) Eksploatacja złoża za Rowem Bełckim w pokładach o miąższości 1,5-3,0 m pozwoli przedłużyć żywotność kopalni w przedziale od 20 do 50 lat.

Current Ideas to Prolong Lifetime of KWK "Bolesław Śmiały" Coal Mine By Means of Mining the Deposit behind "Rów Bełcki"

The paper discuses current ideas to prolong lifetime of "Bolesław Śmiały" coal mine based on economically justified mining of a deposit behind "Rów Bełcki" (ZRB), which is seen as the most promising direction of the mine development. Three possible concepts have been presented on how to make this deposit available for mining. Great emphasis was placed on making particular working floors available for mining and on the mine ventilation model that would result from adopting such solutions.

Poprawa jakości węgla na drodze modernizacji węzła przygotowania i tworzenia mieszanki energetycznej w warunkach KWK „Bolesław Śmiały”

Krystian Górny
KWK „Bolesław Śmiały”

Zdzisław Klimek
KWK „Bolesław Śmiały”

STRESZCZENIE: W referacie przedstawiono etapy modernizacji poszczególnych ogniw technologicznych w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla oraz ciągów dróg transportowych, celem umożliwienia produkcji mieszanek energetycznych głównie dla potrzeb elektrowni oraz rynku węglowego. Przedstawiono rozmieszczenie systemów ciągłej kontroli i monitoringu parametrów jakościowych poszczególnych strug węgla oraz zabudowę urządzeń dla określania ilości transportowanych komponentów, niezbędnych dla otrzymania zadanej jakości mieszanki energetycznej.

SŁOWA KLUCZOWE: Wzbogacanie węgla, mieszanka energetyczna, miał surowy, koncentrat węglowy

1. WSTĘP

Konieczność dostosowania do rosnących wymagań odbiorców węgla handlowego w tym zwłaszcza do energetyki zawodowej w zakresie jakościowym i sortymentowym, wymusiła podjęcie działań w zakresie technicznym oraz organizacyjnym, zapewniających wytwarzanie produktu węglowego o ściśle określonych parametrach jakościowych. Technologia wzbogacania węgla oparta na pracy dwóch zakładów: Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla (ZPMW) i Zakładu Wzbogacania i Odsiarczania Miałów Energetycznych (ZWiOME) pozwalała na produkcję węgla handlowego wyłącznie w klasach 25 i 22. Przeprowadzone działania modernizacyjne przyczyniły się stworzenia ciągu technologicznego, który obecnie umożliwia uzyskanie węgla handlowego w klasach od 18 do 26 MJ z możliwością ekspedycji każdego produktu zarówno estakada taśmową do Elektrowni Łaziska jak i transportem kolejowym dla pozostałych kierunków zbytu.

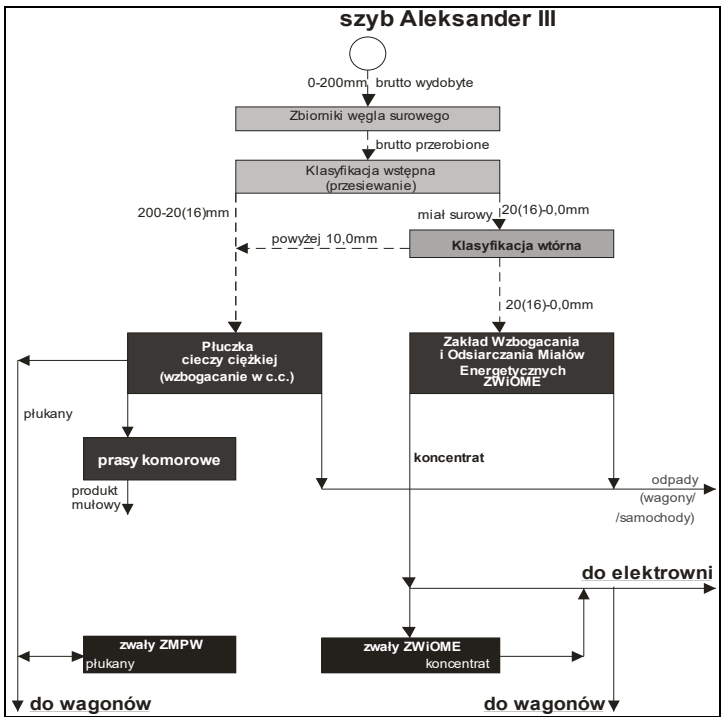
2. TECHNOLOGIA PRACY ZAKŁADU PRZERÓBCZEGO – STAN PIERWOTNY

Wybudowany pod koniec lat dziewięćdziesiątych Zakład Wzbogacania i Odsiarczania Miałów Energetycznych (ZWiOME) przeznaczony był do wzbogacania miałów energetycznych – wę-

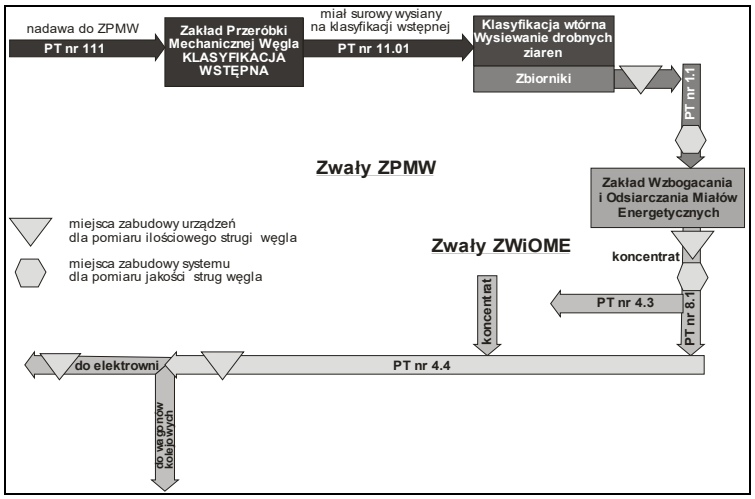
gla surowego o uziarnieniu od 0,0 mm do 10,0 mm i parametrach jakościowych: wartość opałowa 16 500 kJ/kg, zawartości popiołu około 40,0%, zasiarczenie ok. 1,63%. Po uruchomieniu zakładu wybudowany został ciąg transportowy przenośnikami taśmowymi umożliwiający transport wzbogaconego węgla bezpośrednio z kopalni „Bolesław Śmiały" na bloki energetyczne Elektrowni Łaziska oraz na wagony kolejowe ładowane w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla. Uruchamiany Zakład Wzbogacania i Odsiarczania Miałów Energetycznych, miał w swoich założeniach produkować koncentrat węglowy o uziarnieniu 0,0–10,0 mm i parametrach: wartość opałowa 22 000 kJ/kg, zawartości popiołu 18,0–20,0%, zasiarczenie poniżej 1,2%. Po uruchomieniu ZWiOME technologia wzbogacania węgla opierała się na pracy dwóch zakładów:

- Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla (ZPMW) produkujący węgiel handlowy w klasie 25, gdzie podstawowym procesem wzbogacania węgla surowego w klasie ziarnowej powyżej 10,0 mm jest dwuproduktowy układ wzbogacający w cieczy ciężkiej;
- Zakład Wzbogacania i Odsiarczania Miałów Energetycznych (ZWiOME) produkujący węgiel handlowy w klasie 22 MJ, który wzbogaca miał surowy w klasie ziarnowej od 0,0 do 10,0 mm w dwuproduktowej osadzarce miałowej.

Węgiel surowy odbierany z naczynia skipowego szybu wydobywczego Aleksander III, kierowany do Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla rozsiewany był na klasyfikacji wstępnej na dwa sortymenty: pierwszy od 20,0/40,0 mm do 200,0 mm oraz drugi od 0,0 do 20,0/40,0 mm. Klasa górna z przesiewania na klasyfikacji wstępnej stanowiła nadawę do Zakładu Wzbogacania Węgla, gdzie prowadzony był proces wzbogacania węgla w cieczy ciężkiej. W wyniku procesu wzbogacania węgla w cieczy ciężkiej powstawał koncentrat węglowy, który zbywany był jako klasa 25 MJ. Dolna klasa ziarnowa (wysiana na klasyfikacji występnej) o uziarnieniu od 0,0 mm do 20,0/40,0 mm, kierowana była do dalszego procesu przesiewania na klasyfikacji wtórnej, gdzie wysiewano klasę ziarnową od 0,0 mm do 10,0 mm, która stanowiła nadawę do Zakładu Wzbogacania i Odsiarczania Miałów Energetycznych, natomiast produkt górny z klasyfikacji wtórnej o uziarnieniu powyżej 10,0 mm zawracany był do wzbogacania w ZPMW. Miał surowy o uziarnieniu 0,0–10,0 kierowany do ZWiOME wzbogacany był w dwuproduktowej osadzarce miałowej typu BATAC. Wyprodukowany koncentrat węglowy w klasie 22 MJ stanowił finalny produkt handlowy z przeznaczeniem do Elektrownia Łaziska. Tak zaprojektowany zakład produkujący produkt handlowy tylko w dwóch wąskich określonych klasach 25 MJ i 22 MJ, nie zaspakajał w pełni rynku węgla energetycznego. Rynek odbiorców węgla w tym także Elektrownia Łaziska oczekiwał węgla energetycznego również w innych klasach jakościowych. Preferowaną klasą węgla handlowego dla Elektrowni Łaziska oraz pozostałych odbiorców węgla energetycznego była klasa 20 MJ. Powyższe uwarunkowania wymusiły opracowanie koncepcji modernizacji układu technologicznego zakładu, który umożliwiłby produkowanie mieszanek energetycznych w szerokim zakresie z wykorzystaniem istniejącej infrastruktury zakładu i systemów kontroli ilości i jakości produkowanego węgla.



Rys. 1. Schemat blokowy Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla – układ po uruchomieniu ZWiOME
Fig. 1. Flow chart of Mechanical Coal Treatment Plant – situation after commissioning Fine Coal Enrichment and Desulphurisation Plant (ZWiOME)



Rys. 2. Schemat zabudowy urządzeń dla pomiaru ilości i jakości strug węgla – układ po uruchomieniu ZWiOME
Fig. 2. Diagram of built-in devices to monitor quantity and quality of coal ploughs – situation after commissioning Fine Coal Enrichment and Desulphurisation Plant (ZWiOME)

3. KONCEPCJA MODERNIZACJI ZAKŁADU PRZERÓBKI WEGLA

Etapowa koncepcja modernizacji zakładu przeróbczego w celu umożliwienia produkcji mieszanek energetycznych w szerokim zakresie produkowanych klas handlowych z możliwością ekspedycji zarówno estakadą taśmową jak i drogą transportu kolejowego, opierała się w głównej części na realizacji poniższych założeń projektowych:

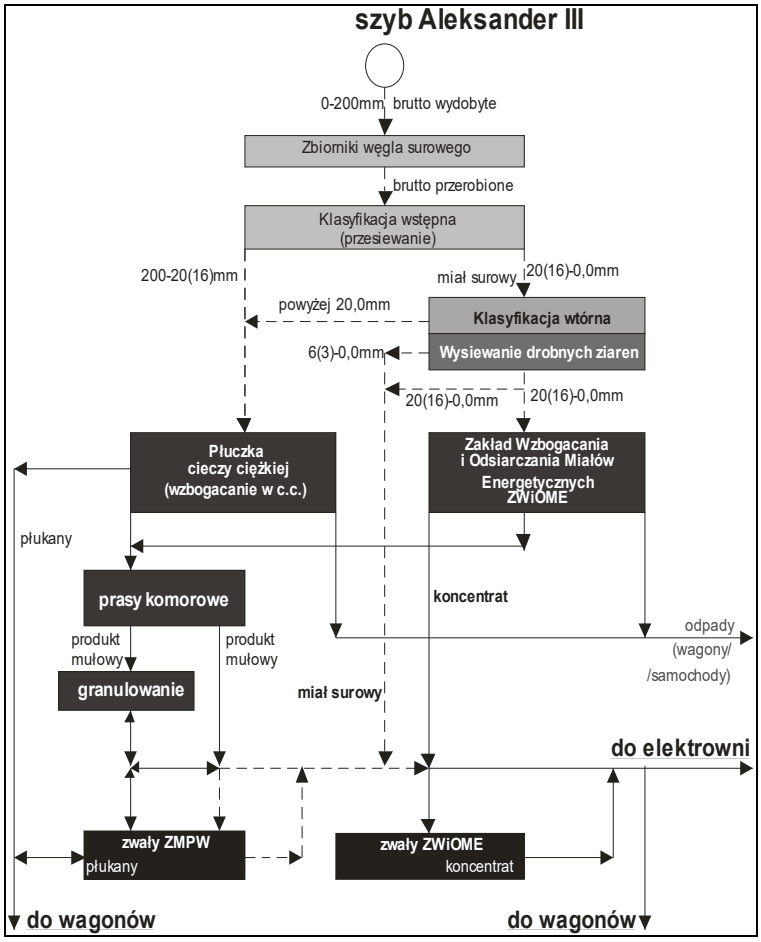
- możliwość produkcji mieszanek energetycznych w szerokim zakresie jakościowym w klasach od 18 MJ do 23MJ, oraz produktów handlowych w klasach 25 MJ i 26 MJ;
- możliwość zbytu węgla handlowego estakadą taśmową oraz transportem kolejowym;
- możliwość wysiewania drobnoziarnistych miałów surowych <6/3 mm, które odciążą obieg wodno-mułowy w ZWiOME;
- głównym składnikiem mieszanek energetycznych powinien być koncentrat węglowy produkowany w ZWiOME;
- możliwość dodawania do mieszanki energetycznej produktu mułowego w postaci granulatu;
- możliwość kontroli ilościowej i parametrów jakościowych komponentów w procesie produkcji mieszanek energetycznych jak i produktu finalnego;
- zwiększenie zakresu wzbogacania zakładu ZWiOME klasy ziarnowej z przedziału 0––10,0 mm do przedziału 0-20,0 mm.

4. TECHNOLOGIA PRACY ZAKŁADU PRZERÓBCZEGO PO MODERNIZACJI

4.1. *Modernizacja ciągu technologicznego tworzenia mieszanek energetycznych*

Po przeprowadzeniu modernizacji zakładu przeróbczego uwzględniającej realizację powyższych założeń projektowych, powstał dwustrugowy układ dla tworzenia mieszanek energetycznych, gdzie jedną strugą dozowany jest wysiany drobnoziarnisty (poniżej 6/3mm) miał surowy, a drugą strugą - koncentrat węglowy. Stworzono również możliwość dozowania do mieszanki energetycznej produktów mułowych w postaci granulatu. Granulat ten dozowany jest ze zwałów ZMPW (na które dostarczany jest taborem samochodowym) i ładowany poprzez układ zasypowy wyposażony w urządzenie do rozdrabniania nadziarna i zbrylonych produktów ładowanych ze zwałów węgla. Obie strugi łączą się na przesypie w jedną strugę, która może być kierowana do załadunku na wagony kolejowe lub na estakadę taśmową do Elektrowni Łaziska. Wartością wiodącą w układzie regulacji jest koncentrat węglowy produkowany w ZWiOME, który ze względu na specyfikę magazynowania (zwały ZWiOME) jest odbierany w momencie tworzenia mieszanki energetycznej. Struga koncentratu węglowego, która jest kierowana do mieszanki, pochodzi bezpośrednio z produkcji lub ze zwałów koncentratu w ZWiOME. Podstawowe parametry jakościowe koncentratu węglowego określa system WILPO zabudowany bezpośrednio nad przenośnikiem taśmowym transportującym koncentrat. Natomiast wskazanie ilości transportowanego materiału określa się poprzez różnicę wskazań dwóch wag taśmowych zabudowanych na ciągu zbiorczym mieszanki energetycznej oraz na drugim ciągu strugi składników mieszanki energetycznej (miał surowy z ewentualnym granulatem). Jako wartość regulowaną, przyjęto wysiany miał surowy gromadzony w zbiornikach zabudowanych pod klasyfikacją wtórną. Rozwiązanie regulacji wypływu miału surowego zrealizowano w oparciu o dwa istniejące podajniki sterowane jednym przemiennikiem częstotliwości z możliwością automatycznej zmiany wybranych punktów zasypowych. Parametry jakościowe miału surowego określane są poprzez system WILPO zabudowany bezpośrednio nad przenośnikiem taśmowym

transportującym miał surowy oraz wagę taśmową zabudowaną na ciągu transportującym miał surowy z produkcji do mieszanki energetycznej. Ponadto istnieje możliwość dobierania miału surowego oraz produktu mułowego w formie granulatu zgromadzonego na zwałach ZMPW. Dla wyeliminowania ewentualnego nadziarna, jakie może pojawić się podczas załadunku materiału ze zwałów węgla ZMPW zwłaszcza zbrylonego materiału w okresach zimowych, zabudowane jest dwuwalcowe urządzenie rozdrabniające nadziarna i zbrylone produkty ładowane ze zwałów węgla. Ilość ładowanego materiału ze zwałów węgla określają wagi taśmowe zabudowane na przenośnikach taśmowych transportujących ww. produkty. Na głównym ciągu transportowym gotowej już mieszanki zabudowano urządzenie dla dodatkowego uśrednienia węgla energetycznego kierowanego do sprzedaży. Uproszczony schemat blokowy zakładu przeróbczego po przeprowadzonej modernizacji przedstawiono na rysunek 3.

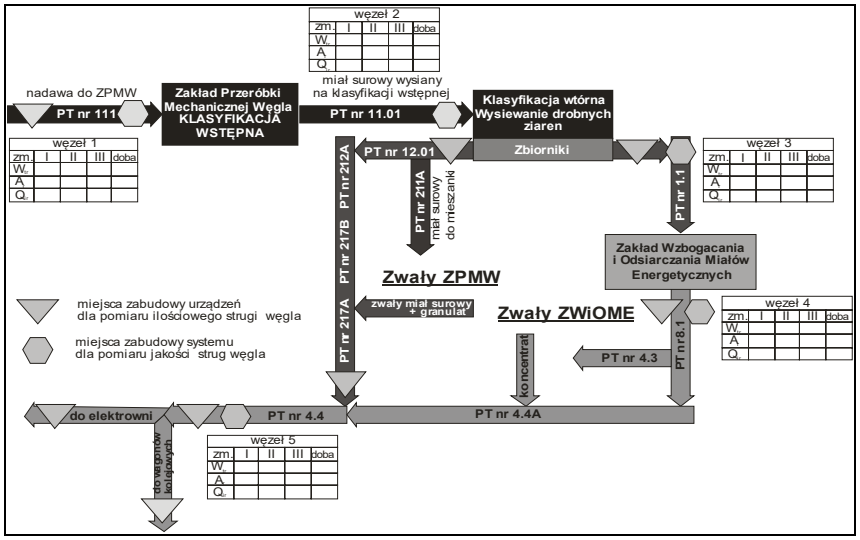


Rys. 3. Schemat blokowy Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla – układ po przeprowadzonej modernizacji
Fig. 3. Flow chart of Mechanical Coal Treatment Plant – situation after completing modernisation process

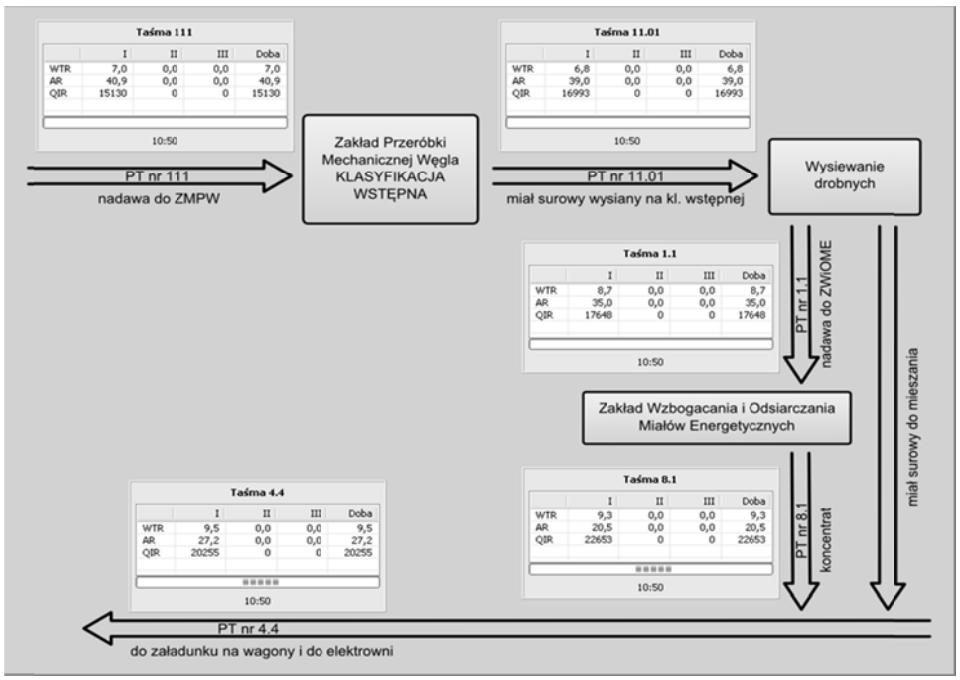
4.2. *Modernizacja systemu kontroli parametrów ilościowych i jakościowych*

Stworzony układ dla produkcji mieszanek energetycznych o zadanych parametrach jakościowych, wyposażono w układy dla kontroli parametrów jakościowych przepływających strug węgla – systemy WILPO oraz w urządzenia dla kontroli ilości przepływających strug węgla. System pomiaru jakości węgla WILPO (zwanym WILPO C 532hc), które zastosowane są w procesie tworzenia mieszanek energetycznych, przeznaczone są do bezpośredniego pomiaru zawartości popiołu i wilgoci oraz wyliczenia wartości opałowej węgla transportowanego na przenośnikach taśmowych wewnątrz zakładu lub na zewnątrz zakładu w oddalonych punktach kontroli jakości węgla. Pomiar jakościowy parametrów węgla odbywa się gdy wysokość warstwy węgla waha się od 100 do 300 mm. W systemie pomiarowym WILPO do pomiaru zawartości popiołu w węglu, wykorzystano nowatorskie połączenie dwóch dotąd stosowanych w tego rodzaju pomiarach metod: rozproszeniowej i absorpcyjnej.

Zespół sterownika i sterownik wylicza oraz przekazuje wyniki pomiarów popiołu, wilgoci i wyliczonej wartości opałowej do systemu w ZWiOME. Ponadto na głównym ciągu transportowym, transportującym gotową już mieszankę energetyczną, gdzie zabudowana jest waga taśmowa rozliczeniowa, zabudowano również system dla pomiaru jakości mieszanki energetycznej typu WILPO oraz automatyczny próbobiornik dla dodatkowej kontroli parametrów jakościowych wysyłanego węgla handlowego. Parametry jakościowe tak wyprodukowanej mieszanki energetycznej, która kierowana jest do sprzedaży, określa system WILPO, który zabudowany jest na głównym ciągu transportującym mieszankę energetyczną. Wszystkie parametry jakościowe określane systemem WILPO oraz dane o chwilowych ilościach transportowanych strug węgla i produktów przekazywane są on-line do dyspozytorni ZWiOME oraz do Działu Kontroli Jakości. Dane te są automatycznie zapisywane w bazie danych, z których tworzone są raporty zmianowe, dobowe i miesięczne w dowolnej i potrzebnej konfiguracji.



Rys. 4. Schemat zabudowy urządzeń dla pomiaru ilości i jakości strug węgla – układ po przeprowadzonej modernizacji
Fig. 4. Chart presenting built-in devices to measure and monitor quantity and quality of coal ploughs after completing the modernisation process



Rys. 5. Przykładowa plansza monitoringu pracy systemu-zrzut ekran
Fig. 5. Example screen-shot of on-line system monitoring

Powstały układ tworzenia mieszanek energetycznych w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla w kopalni „Bolesław Śmiały" umożliwia obecnie tworzenie mieszanek o zadanych parametrach jakościowych oraz kontroli i monitoringu zadanych parametrów jakościowych. Dzięki dotychczasowym doświadczeniom dotyczącym uwarunkowań technologicznych, wieloletnim doświadczeniom związanym z obsługą procesu tworzenia mieszanek energetycznych, możliwy był dobór odpowiednich urządzeń kontrolno-pomiarowych oraz algorytmu sterowania procesem tworzenia mieszanek.

WNIOSKI

- Rosnące wymagania odbiorców węgla handlowego w zakresie jakościowym i sortymentowym wymusiła w kopalni „Bolesław Śmiały" przeprowadzenie modernizacji zakładu przeróbczego;
- Przeprowadzona modernizacja zakładu przeróbczego przyczyniła się do rozszerzenia zakresu produkowanych klas węgla handlowego, poprawy jakości oraz zwiększenia mobilności ekspedycji produkowanego węgla;
- Obecnie w warunkach KWK „Bolesław Śmiały" możliwa jest produkcja mieszanek energetycznych w klasach jakościowych od 18 MJ do 23 MJ oraz węgla handlowego w klasie 25 i 26, z możliwością ekspedycji zarówno estakadą taśmową do Elektrowni Łaziska jaki i transportem kolejowym do pozostałych odbiorców rynku węglowego;

- Produkcja mieszanek energetycznych o zadanych parametrach jakościowych odbywa się w oparciu o automatyczny układ kontroli parametrów jakościowych i ilościowych przepływających strug węgla z pełnym monitoringiem i rejestracją danych;
- Modernizacja Zakładu Przeróbczego przeprowadzona jest przy założeniu, że składniki mieszanek energetycznych, głównie z powodu braku zbiorników na koncentrat węglowy, składowane są selektywnie na zwałach węgla, co pozwoliło przyspieszyć realizację projektu oraz znacznie ograniczyć koszty modernizacji zakładu;

Coal Quality Improvement through Modernisation of Thermal Coal-Mix Preparation and Mixing Unit in "Bolesław Śmiały" Coal Mine

The paper presents stages of modernisation of different technological units and transport road system in Mechanical Coal Treatment Plant, undertaken in order to produce thermal coal-based mixes mainly for the power generation and wider coal markets. There has been presented the location of on-line systems to control and monitor quality parameters of particular coal ploughs as well as built-in devices to determine quantities of transported components necessary to achieve a desired mix.

KOMPANIA WĘGLOWA S.A.
Oddział KWK „Bolesław Śmiały”

POPRAWA JAKOŚCI WĘGLA

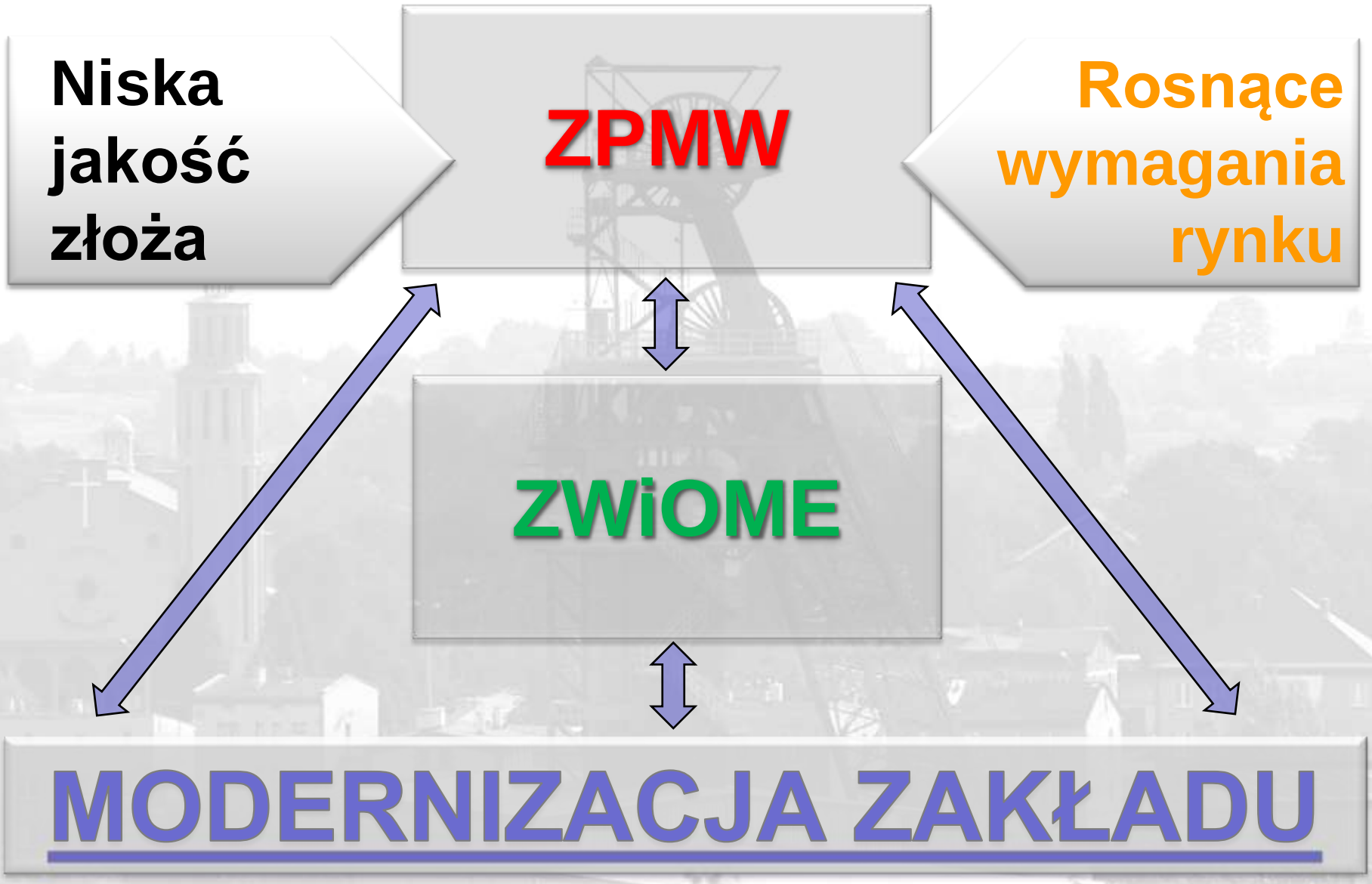
na drodze modernizacji węzła przygotowania

i tworzenia mieszanki energetycznej

w warunkach KWK „Bolesław Śmiały”

Kopalnia Węgla Kamiennego „Bolesław Śmiały”




Niska jakość złoża
ZPMW
Rosnące wymagania rynku
ZWiOME
MODERNIZACJA ZAKŁADU

Etapy działań:

1. ZPMW (stary zakład) – produkty:
   - płukany w klasie 25 MJ
   - miał surowy w klasie 18 MJ
   - muły w klasie 10 MJ-12 MJ

2. Rok 2000: oddanie do ruchu ZWiOME (nowy zakład) – produkty:
   - płukany w klasie 25 MJ
   - koncentrat w klasie 22 MJ

3. Lata 2000 - 2014: modernizacja zakładu przeróbczego w oparciu o ZWiOME - produkty:
   - płukany w klasie 25 MJ
   - mieszanka energetyczna w klasach 18 MJ – 23 MJ

Technologia pracy zakładu

stan przed modernizacją

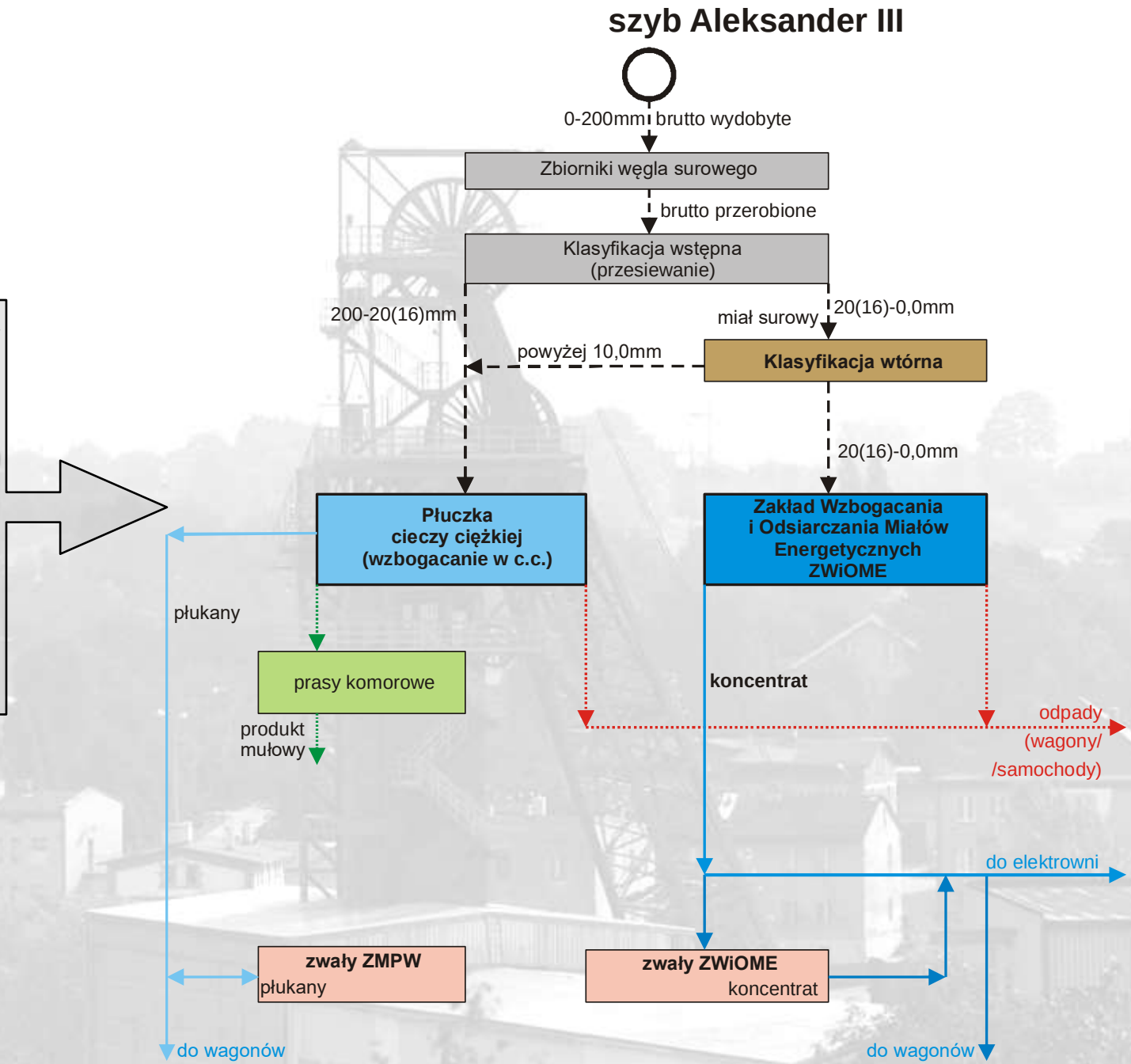
➢ Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla (ZPMW)

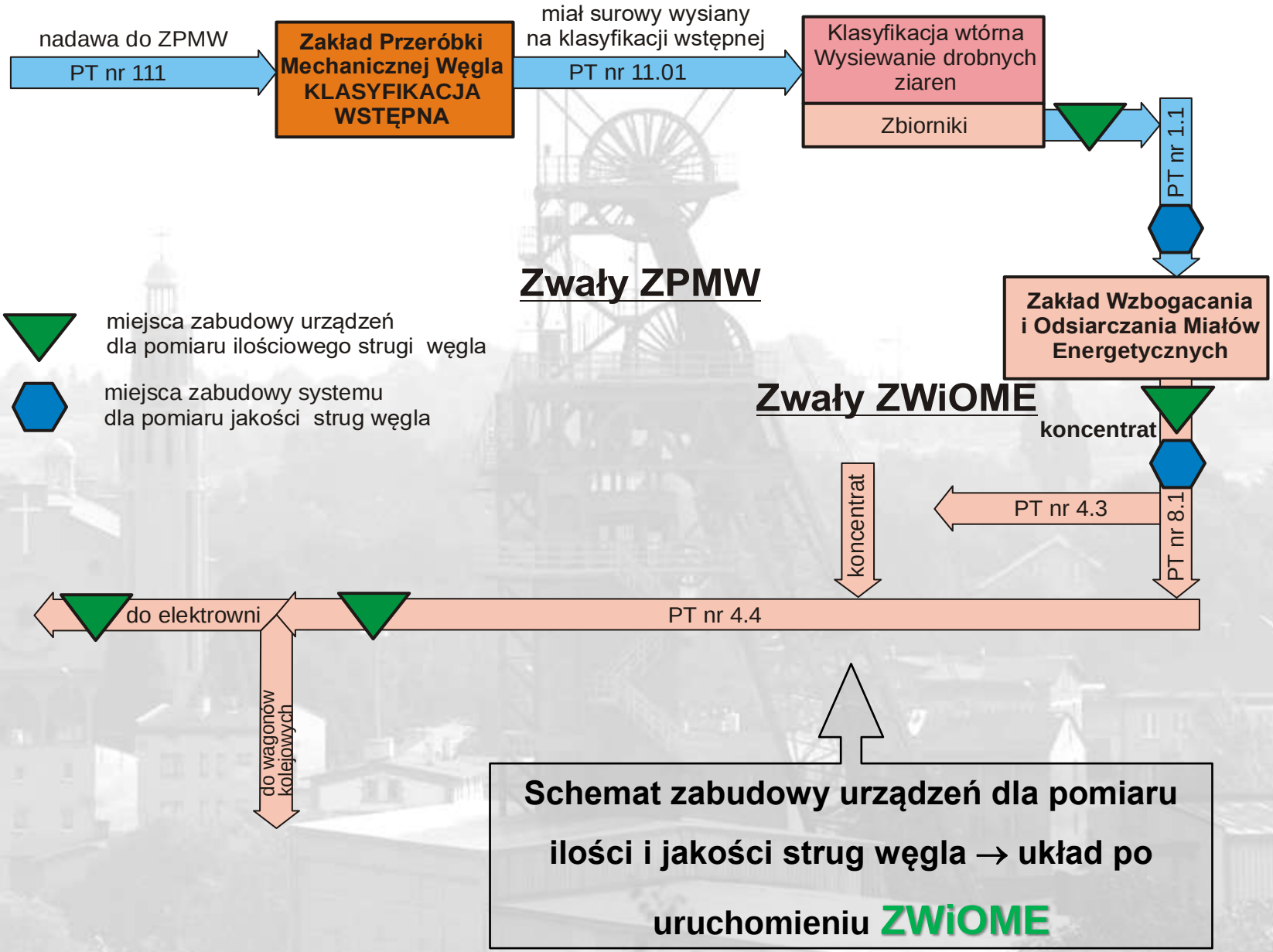
produkt - węgiel handlowy w klasie 25 MJ i 26 MJ uzyskiwany w procesie wzbogacania węgla surowego w klasie ziarnowej powyżej 20,0/16,0 mm w dwuproduktowym układzie wzbogacania w cieczy ciężkiej;

➢ Zakład Wzbogacania i Odsiarczania Miałów Energetycznych (ZWiOME)

produkt - koncentrat węglowy w klasie 22 MJ, uzyskiwany w wyniku wzbogacania miału surowego w klasie ziarnowej od 0,0 do 10,0 mm w dwuproduktowej osadzarce miałowej w ośrodku wodnym;

Schemat blokowy ZAKŁADU PRZERÓBCZEGO → układ po uruchomieniu ZWiOME




nadawa do ZPMW
PT nr 111
Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla KLASYFIKACJA WSTĘPNA
miał surowy wysiany na klasyfikacji wstępnej
PT nr 11.01
Klasyfikacja wtórna Wysiewanie drobnych ziaren
Zbiorniki
PT nr 1.1
Zwały ZPMW
Zakład Wzbogacania i Odsiarczania Miałów Energetycznych
miejsca zabudowy urządzeń dla pomiaru ilościowego strugi węgla
miejsca zabudowy systemu dla pomiaru jakości strug węgla
Zwały ZWiOME
koncentrat
PT nr 4.3
PT nr 8.1
koncentrat
do elektrowni
PT nr 4.4
do wagonów kolejowych
Schemat zabudowy urządzeń dla pomiaru ilości i jakości strug węgla → układ po uruchomieniu ZWiOME

MODERNIZACJA ZAKŁADU PRZERÓBCZEGO

Założenia koncepcyjne

- możliwość produkcji mieszanek energetycznych w szerokim zakresie jakościowym w klasach od 18 MJ do 23 MJ, oraz produktów handlowych w klasach 25 MJ i 26 MJ;
- możliwość zbytu węgla handlowego estakadą taśmową oraz transportem kolejowym;
- możliwość wysiewania drobnoziarnistych miałów surowych <6/3mm, które odciążą obieg wodno-mułowy w ZWiOME;
- głównym składnikiem mieszanek energetycznych powinien być koncentrat węglowy produkowany w ZWiOME;
- możliwość dodawania do mieszanki energetycznej produktu mułowego w postaci granulatu;
- możliwość kontroli ilościowej i parametrów jakościowych komponentów w procesie produkcji mieszanek energetycznych jak i produktu finalnego;
- zwiększenie zakresu wzbogacania zakładu ZWiOME klasy ziarnowej z przedziału 0-10,0mm do przedziału 0-20,0mm.

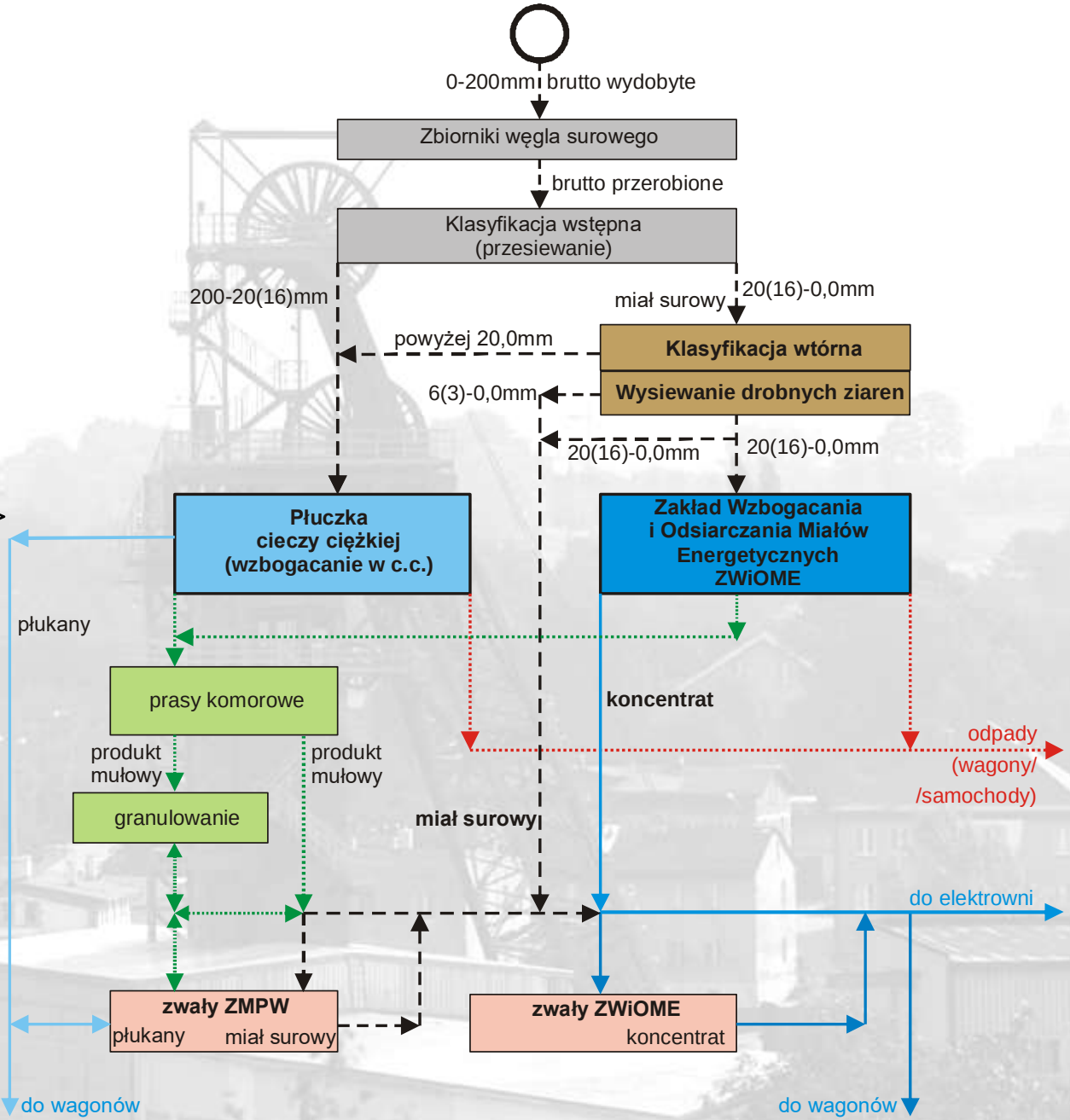
Obszary modernizacji

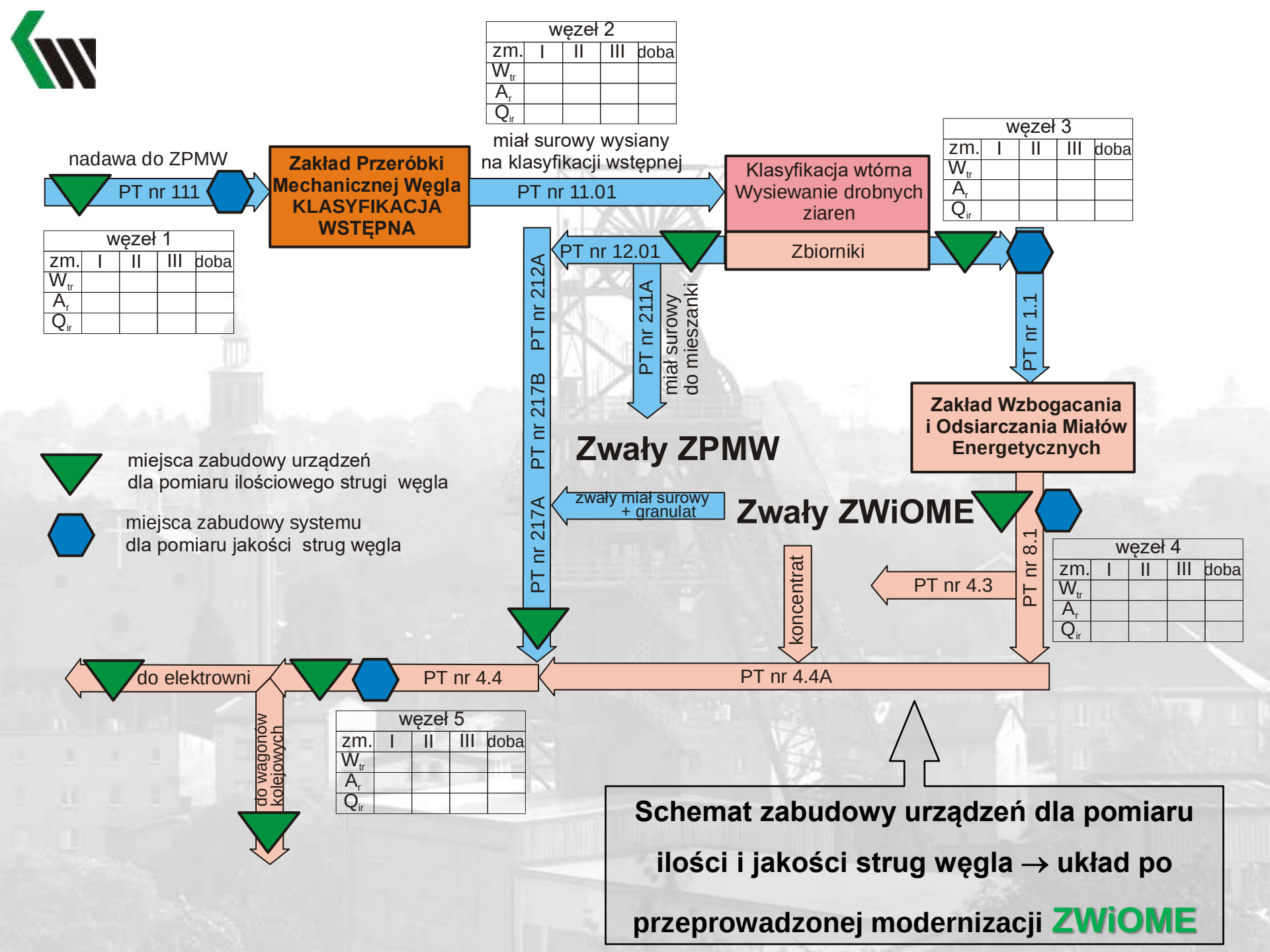


- Modernizacja zwałów węgla ZMPW i ZWiOME dla selektywnego składowania składników mieszanki energetycznej
- Budowa ciągu transportowego załadunku węgla ze ZWiOME na wagony kolejowe
- Budowa ciągu załadunku węgla i granulatu ze zwałów ZMPW
- Modernizacja klasyfikacji wtórnego wysiewania drobnych klas ziarnowych
- Modernizacja obiegu wodno-mułowego w ZWiOME
- Zabudowa układów kontrolno-pomiarowych

Schemat blokowy ZAKŁADU PRZERÓBCZEGO → układ po przeprowadzonej modernizacji

ZWiOME




węzeł 2
zm. I II III doba
W_{tr}
A_r
Q_{ir}
nadawa do ZPMW
PT nr 111
Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla KLASYFIKACJA WSTĘPNA
miał surowy wysiany na klasyfikacji wstępnej
PT nr 11.01
Klasyfikacja wtórna Wysiewanie drobnych ziaren
węzeł 3
zm. I II III doba
W_{tr}
A_r
Q_{ir}
węzeł 1
zm. I II III doba
W_{tr}
A_r
Q_{ir}
PT nr 12.01
Zbiorniki
PT nr 212A
PT nr 217B
PT nr 217A
PT nr 211A
miał surowy do mieszanki
PT nr 1.1
Zakład Wzbogacania i Odsiarczania Miałów Energetycznych
Zwały ZPMW
zwały miał surowy + granulat
Zwały ZWiOME
miejsca zabudowy urządzeń dla pomiaru ilościowego strugi węgla
miejsca zabudowy systemu dla pomiaru jakości strug węgla
koncentrat
PT nr 4.3
PT nr 8.1
węzeł 4
zm. I II III doba
W_{tr}
A_r
Q_{ir}
do elektrowni
PT nr 4.4
PT nr 4.4A
do wagonów kolejowych
węzeł 5
zm. I II III doba
W_{tr}
A_r
Q_{ir}
Schemat zabudowy urządzeń dla pomiaru ilości i jakości strug węgla → układ po przeprowadzonej modernizacji ZWiOME

Technologia pracy po modernizacji

- **Układ tworzenia mieszanek energetycznych w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla w kopalni „Bolesław Śmiały” umożliwia tworzenie mieszanek o zadanych parametrach jakościowych w zakresie od 18 MJ do 23 MJ oraz węgla handlowego 25 i 26 MJ**

- **Kontrola i monitoring zadanych parametrów jakościowych odbywa się w czasie rzeczywistym, poprzez system wizualizacji i podglądu parametrów jakościowo-ilościowych składników mieszanki energetycznej, oraz gotowego produktu handlowego.**

WNIOSKI

- **Rosnące wymagania odbiorców węgla handlowego w zakresie jakościowym i sortymentowym wymusiła w kopalni „Bolesław Śmiały” przeprowadzenie modernizacji zakładu przeróbczego;**

- **Przeprowadzona modernizacja zakładu przeróbczego przyczyniła się do rozszerzenia zakresu produkowanych klas węgla handlowego, poprawy jakości oraz zwiększenia mobilności ekspedycji produkowanego węgla;**

- **Obecnie w warunkach KWK „Bolesław Śmiały” możliwa jest produkcja mieszanek energetycznych w klasach jakościowych od 18 MJ do 23MJ oraz węgla handlowego w klasie 25 i 26, z możliwością ekspedycji zarówno estakadą taśmową do Elektrowni Łaziska jaki i transportem kolejowym do pozostałych odbiorców rynku węglowego;**

- **Produkcja mieszanek energetycznych o zadanych parametrach jakościowych odbywa się w oparciu o automatyczny układ kontroli parametrów jakościowych i ilościowych przepływających strug węgla z pełnym monitoringiem i rejestracją danych;**

- **Modernizację Zakładu Przeróbczego przeprowadzono przy założeniu, że składniki mieszanek energetycznych, głównie z powodu braku zbiorników na koncentrat węglowy, składowane będą selektywnie na zwałach, co pozwoliło przyspieszyć realizację projektu oraz znacznie ograniczyć kosztowność całego procesu modernizacji;**



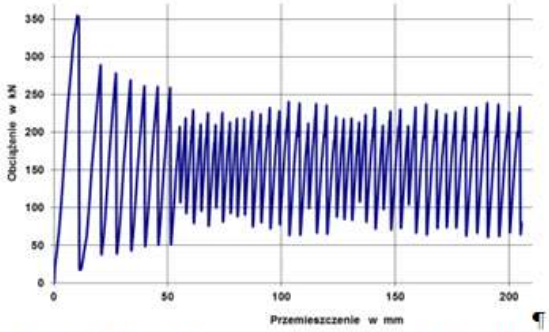

Dziękuję
za uwagę

Stojaki wzmocnione cierne z kształtowników V29, V32, V36

Piotr GŁUCH - *Politechnika Śląska, Gliwice*

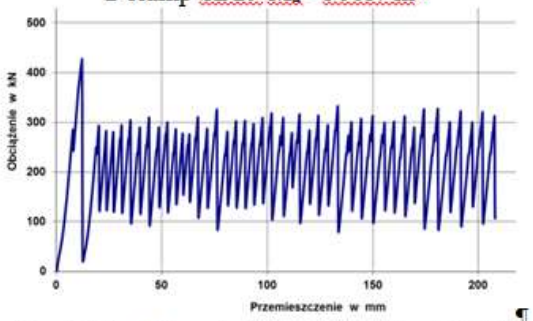
Damian GIZA - *Jennmar International*

Bogumiła KWACZAŁA – *PP-W „PRO-KOM”, Paniówki*



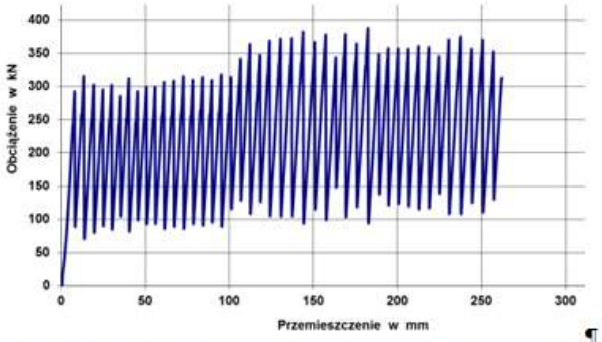
Rys. 2. Charakterystyka pracy stojaka SV29 2 strzemiona SD29 M_d= 500N·m

Pict. 2. Operating characteristics of prop SV29 2 clamp SD29 M_d= 500N·m



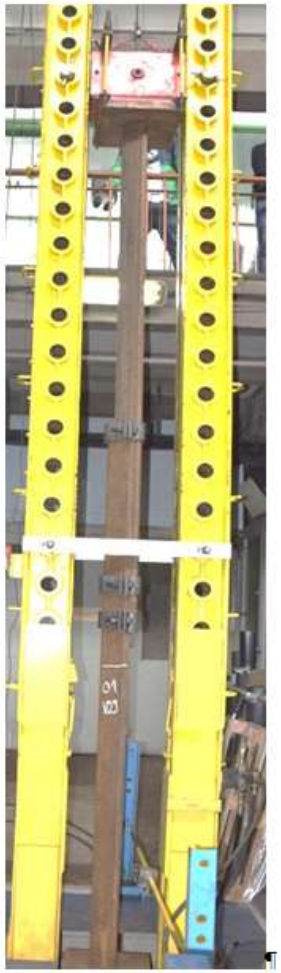
Rys.3 Charakterystyka pracy stojaka SV29t 3 strzemiona SD29 M_d= 500N·m

Pict.3 . Operating characteristics of prop SV29t 3 clamp SD29 M_d= 500N·m



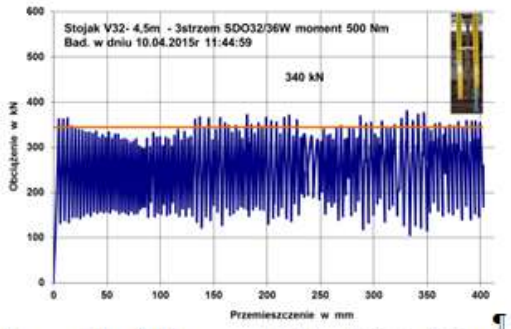
Rys.4. Charakterystyka pracy stojaka SV29tw - 4 strzemiona SD29 M_d= 500N·m strzemię SD29D z wkładką oporową)

Pict.4.Operating characteristics of prop SV29tw - 4 clamps SD29 M_d= 500N·m (clamp SD29D with resistance pad)

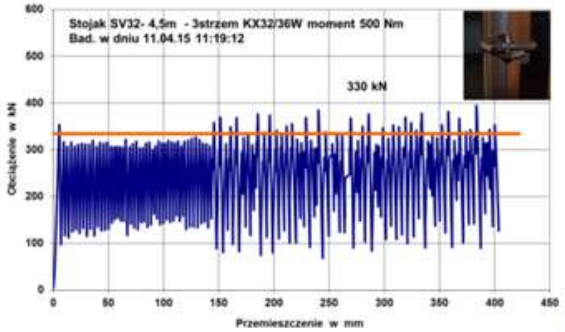


Rys.5. Widok badanego stojak SV29 4,5m — skręconego trzema strzemionami SD29 momentem 500 N·m

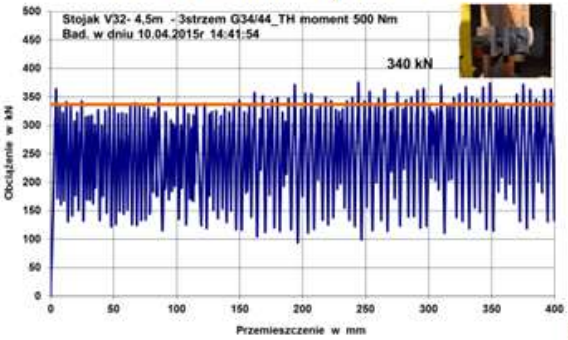
Pict.5. a view of tested prop SV29 4,5m — twisted with three clamps SD29 with torque 500 N·m



Rys.6. Charakterystyka badanego stojaka SV32-4,5m skręconego 3 strzemionami SDOW32/36 dokręcone momentem 500N m
Rys.6. Operating characteristics of prop SV32-4,5m twisted with 3 clamps SDOW32/36 with torque 500N m



Rys.7.Charakterystyka badanego stojaka SV32-4,5m skręcony 3 strzemionami KX32/36W dokręcone momentem 500N m
Pict.7.Operating characteristic of prop SV32-4,5m twisted with 3 clamps KX32/36W with torque 500N m



Rys.8. Charakterystyka badanego stojaka SV32-4,5m skręconego 3 strzemionami niemieckimi G34/44 TH dokręconymi momentem 500N m
Pict.8. Operating characteristic of prop SV32-4,5m twisted with 3 german clamps G34/44 TH with torque 500N m



Rys.9. Widok badanego stojaka SV32 4,5m – skręconego trzema strzemionami SDO32/36W momentem 500 N m

Pict.9. A view of tested prop SV32 4,5m – twisted with 3 clamps SDO32/36W with torque500 N m

Stojaki wzmocnione cierne z kształtowników V29, V32, V36

Piotr Głuch
Politechnika Śląska, Gliwice

Damian Giza
Jennmar International

Bogumiła Kwaczała
PP-W „PRO-KOM", Paniówki

STRESZCZENIE: Stojaki wzmocnione cierne z kształtowników korytkowych typu V29, V32, V36 stanowią innowacyjne rozwiązania pozwalające zwiększyć podporność od 2 do 4 razy w stosunku do dotychczasowych rozwiązań przy pracy jako konstrukcja podatna lub o ograniczonej podatności. Analiza wyników badań stanowiskowych wykazuje, że uzyskuje się korzystny wskaźnik nośności do masy stojaka.

SŁOWA KLUCZOWE: Obudowa podporowa, stojaki cierne

1. WSTĘP

Powszechnie znane są rozwiązania stojaków podporowych mechanicznych typu SV, Valent lub hydraulicznych typu SHI, SHC stosowanych w kopalniach węgla kamiennego.

Stojaki mechaniczne SV z prostych kształtowników V25 lub V29 [1] są stojakami ciernymi natychmiastpodporowymi, charakteryzującymi się podpornością nominalną i roboczą pozwalającą zastosować go do obudowy górniczej.

Stojak przeznaczony jest głównie do stosowania jako:
- element obudowy podporowej prostej,
- element wzmacniający obudowę łukową istniejącą lub wykonywaną,
- element podporowy do podciągów i stropnic stalowych lub drewnianych wzmacniających obudowę lub podpierających bezpośrednio górotwór.

Liczne badania laboratoryjne wykazują, że podporności robocze (zsuwne) takich stojaków zawierają się w przedziale od 160 kN do 400 kN i są uzależnione głównie od wielkości momentu dokręcenia śrub strzemion oraz ich liczby na złączu.

Ograniczona podporność tych stojaków powoduje ich ograniczony zakres zastosowania. Dla zwiększenia tego zakresu i wykorzystania stojaków do przenoszenia zwiększonych obciążeń opracowano nowe innowacyjne rozwiązania stojaków o wysokiej podporności z możliwością regulacji ich podatności. [2].

Wielokrotnie obserwuje się występowanie w trudnych warunkach geologiczno-górniczych potrzeby stosowania stojaków o zwiększonej podporności rzędu 1000 kN (100T). Szczegółowe zastosowania stojaki o dużej podporności mogą być użyte do:

– wzmacniania skrzyżowań ściana–chodnik,
– wzmacniania skrzyżowań wyrobisk korytarzowych,
– utrzymania chodników przyścianowych (łamacze podporowe), budowane na linii zawału jak i w przekroju utrzymywanego chodnika.

2. TRADYCYJNE STOJAKI PODPOROWE Z KSZTAŁTOWNIKÓW KORYTKOWYCH

Pierwsze stojaki podporowe z kształtowników korytkowych typu V zostały opracowane przez pracowników kopalni „Zabrze-Bielszowice" (Polus, Iwanowicz, Chmiela) i pod nazwą PIC były stosowane praktycznie w trudnych warunkach geologiczno-górniczych zwłaszcza w warunkach dużych obciążeń dynamicznych.

Stojaki te zostały przeprojektowane przez GIG i wprowadzone na szeroką skalę przez Hutę Łabędy i występują w katalogach [1] pod nazwą:SV25, SV29, SV25t, SV29t, SV25tw, SV29tw.

Praktyczne zastosowanie stojaków typu SV wymaga zastosowania poza kształtownikami z których dolny stanowi spodnik, a górny rdzennik strzemion łączących je na zakładce oraz stóp podporowych na których jest osadzony spodnik i koronek zakładanych na rdzennik przenoszących obciążenie z podpieranej konstrukcji lub górotworu.

3. INNOWACYJNE ROZWIĄZANIA STOJAKÓW PODPOROWYCH WZMOCNIONYCH

Innowacyjne rozwiązania stojaków podporowych wzmocnionych są wynalazkami opracowanymi w Katedrze Geomechaniki Budownictwa Podziemnego i Zarządzania Ochroną Powierzchni Wydziału Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej. [2].

Opracowane rozwiązania można podzielić na dwie grupy:

- rozwiązania stojaków podatnych o zwiększonej narastającej nośności zsuwnej (rozwiązanie wg rysunków), (1a do 1c).
- rozwiązania stojaków wysoko podporowych projektowanych o ograniczonej podatności dla wytworzenia łamaczy podporowych na linii zawału wzdłuż utrzymywanego chodnika (rozwiązanie wg rysunków), (rys. 1d, 1e, 1f, 1g).

Zwiększenie nośności stojaka podporowego z kształtownika typu V wymaga rozwiązania w zakresie jego konstrukcji:

- doboru wielkości kształtownika i jego materiału,
- liczby elementów stanowiących o jego wytrzymałości po usztywnieniu,
- sposobu wzmocnienia kształtowników tak, aby podnieść ich parametry wytrzymałościowe,
- rozwiązania sposobu połączenia kształtowników miedzy sobą,
- rozwiązania stóp podporowych i głowic tak, aby wykorzystać wysoką podporność stojaków.

W zakresie technologii szczególną uwagę należy zwrócić na możliwość zadawania podporności wstępnej w fazie zabudowy stojaka w przedziale minimum 150 do 300 kN.

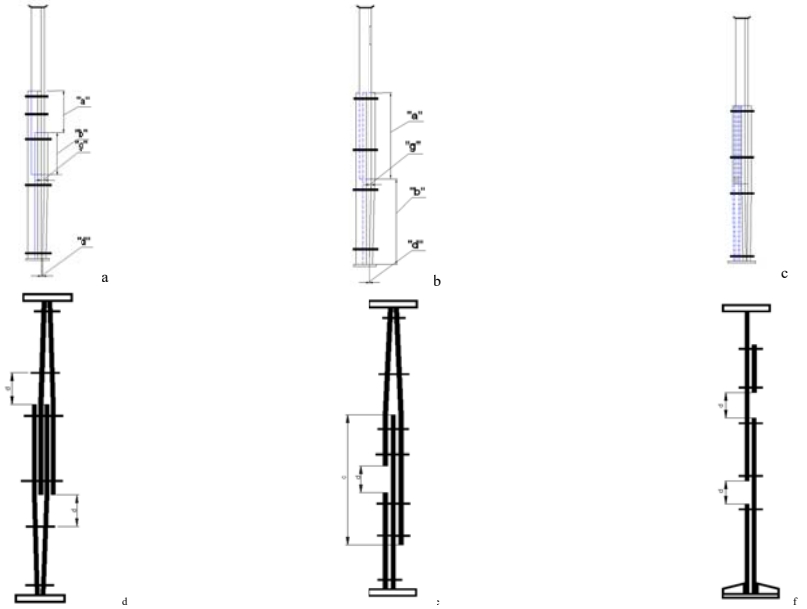
Wśród podstawowych założeń dla konstrukcji stojaków wzmocnionych było:

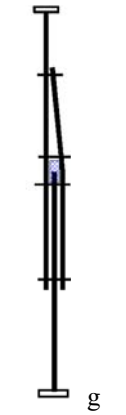
- uzyskanie nośności zsuwnej stojaka 2 do 3 razy większej od dotychczasowych rozwiązań stojaków SV25, SV29, [3,4,5,6],
- uzyskanie rosnącej charakterystyki nośności wraz z kolejnym zsuwem,
- uzyskanie możliwości ograniczenia podatności stojaka przy regulowanej podporności,
- możliwości wykorzystania w konstrukcji stojaków kształtowników z regeneracji.

Istotą rozwiązania stojaków podporowych wzmocnionych przy stosowaniu podwójnego spodnika stojaka, na którego długości przez skręcenie za zakładką za rdzennikiem nadaje się mu zbieżność do kształtu klina tak, aby w rejonie stopy doszło do połączenia kształtowników na styk (rys. 1a, 1b, 1c, 1g).

Zsuwanie rdzennika do dwóch spodników wymaga pokonania sił tarcia między powierzchniami trącymi, która zwiększa się wraz ze zsuwem wskutek oddziaływania klina.

W innych rozwiązaniach stojaków wzmocnionych stosowane są dodatkowe wkładki zwiększające wytrzymałość wyboczeniową stojaka w jego pracy po usztywnieniu pozwalając przenosić obciążenia dochodzące do 2000 kN (200T).





Rys.1. Innowacyjne rozwiązania stojaków podporowych wzmocnionych

a- Stojak podporowy wzmocniony wraz z sposobem rozpierania dla uzyskania podporności wstępnej o dwóch nierównych spodnikach wg WYNRP218950

b- Stojak podporowy wzmocniony wraz z sposobem rozpierania dla uzyskania podporności wstępnej o dwóch równych spodnikach wg WYNRP217699

c-Stojak podporowy z równymi spodnikami z wkładką stalową budowana na rdzenniku wg P.395758

d -Stojak podporowy z możliwością uzyskania podporności dochodzącej do 2000 kN wg WYNRP219865. Stojak z podwójnym rdzennikiem i spodnikiem

e- Stojak podporowy wzmocniony o ograniczonej podatności o podporności dochodzącej do 2000 kN wraz z sposobem uzyskania podporności wstępnej wg WYNRP219864.

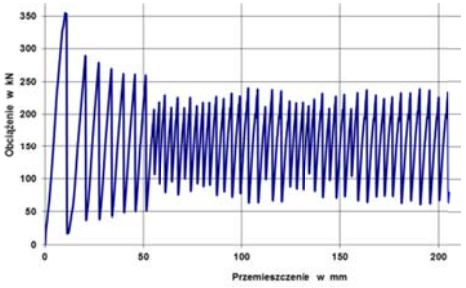
f- Stojak podporowy z ograniczoną podatnością projektowany jako łamacz podporowy z możliwością uzyskania podporności dochodzącej do ok.1500 kN z wkładkami wzmacniającymi wg WYNRP219867

g- stojak podporowy z ograniczoną podatnością z podwójnym rdzennikiem z wkładką oporową naspodniku.wg WYNRP219868

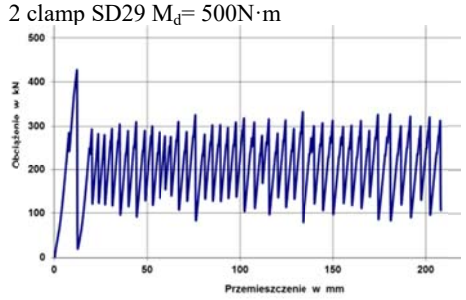
Pict.2. Innovative solutions of friction props reinforcement

4. BADANIA CHARAKTERYSTYK PRACY TYPOWYCH STOJAKOW PODPOROWYCH SV 29 I SV32

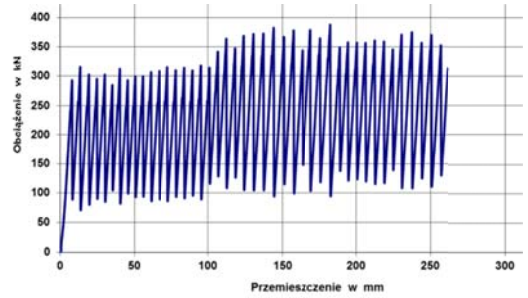
Badania charakterystyk pracy typowych stojaków podporowych przeprowadzono na stanowisku badawczym w Katedrze Geomechaniki Budownictwa Podziemnego i Zarządzania Ochroną Powierzchni Wydziału Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej dla stojaków o wysokości 4,5m z kształtowników V29 rys. 2 do 5 i kształtowników V32 rys. 6 do 9.



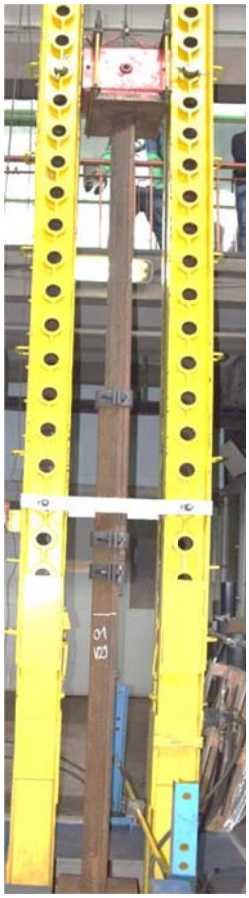
Rys. 2. Charakterystyka pracy stojaka SV29 2 strzemiona SD29 M_d= 500N·m
Pict. 2. Operating characteristics of prop SV29 2 clamp SD29 M_d= 500N·m



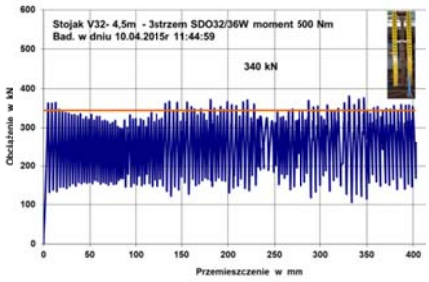
Rys.3 Charakterystyka pracy stojaka SV29t 3 strzemiona SD29 M_d= 500N·m
Pict.3 . Operating characteristics of prop SV29t 3 clamp SD29 M_d= 500N·m



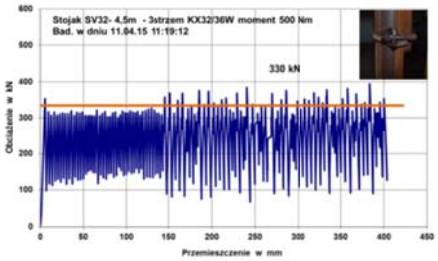
Rys.4. Charakterystyka pracy stojaka SV29tw - 4 strzemiona SD29 M_d= 500N·m strzemię SD29D z wkładką oporową)
Pict.4.Operating characteristics of prop SV29tw - 4 clamps SD29 M_d= 500N·m (clamp SD29D with resistance pad)



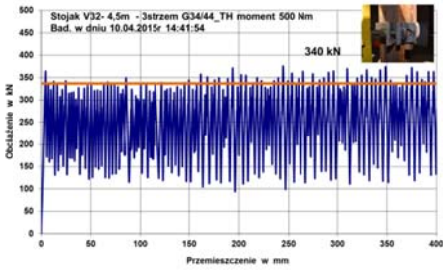
Rys.5. Widok badanego stojak SV29 4,5m – skręconego trzema strzemionami SD29 momentem 500 N·m
Pict.5. a view of tested prop SV29 4,5m – twisted with three clamps SD29 with torque 500 N·m



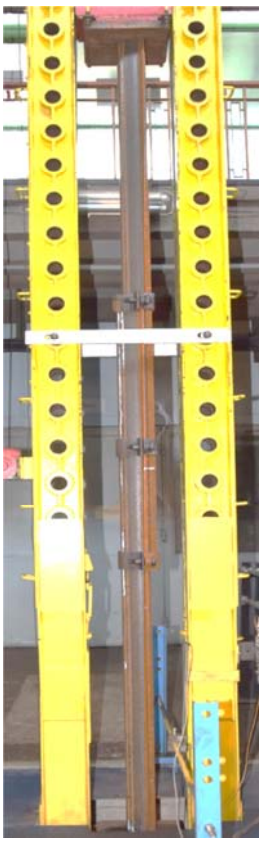
Rys.6. Charakterystyka badanego stojaka SV32-4,5m skręconego 3 strzemionami SDOW32/36 dokręcone momentem 500N·m
Rys.6. Operating characteristics of prop SV32-4,5m twisted with 3 clamps SDOW32/36 with torque 500N·m



Rys.7.Charakterystyka badanego stojaka SV32-4,5m skręcony 3 strzemionami KX32/36W dokręcone momentem 500N·m
Pict.7.Operating characteristic of prop SV32-4,5m twisted with 3 clamps KX32/36W with torque 500N·m



Rys.8. Charakterystyka badanego stojaka SV32-4,5m skręconego 3 strzemionami niemieckimi G34/44 TH dokręconymi momentem 500N·m
Pict.8. Operating characteristic of prop SV32-4,5m twisted with 3 german clamps G34/44 TH with torque 500N·m



Rys.9. Widok badanego stojaka SV32 4,5m – skręconego trzema strzemionami SDO32/36W momentem 500 N·m

Pict.9. A view of tested prop SV32 4,5m –twisted with 3 clamps SDO32/36W with torque500 N·m

Dynamiczne zmiany nośności stojaków przy momencie dokręcenia nakrętek strzemion M_d=500 N·m wykazały średnie nośności zsuwne (robocze):
- stojak SV29 2 strzemiona SD29 $N_{zśr}$ = 230 kN,
- stojak SV29t 3 strzemiona SD29 $N_{zśr}$ = 290 kN,
- stojak SV29tw 3 strzemiona SD29+ 4 strzemiona $N_{zśr(3)}$ = 305kN, $N_{zśr(4)}$ = 355 kN
- stojak SV32 3 strzemiona SDO32/36W $N_{zśr}$ = 340 kN,
- stojak SV32 3 strzemiona KX32/36W $N_{zśr}$ = 330 kN,
- stojak SV32 3 strzemiona G34/44/TH $N_{zśr}$ = 340 kN,

5. BADANIA CHARAKTERYSTYK PRACY STOJAKÓW PODPOROWYCH WZMOCNIONYCH SVP32

Badania stojaków specjalnych wzmocnionych przeprowadzono dla konstrukcji stojaka z dwoma spodnikami z kształtownika V32. Między spodnikami za pomocą dwóch strzemion typu SDO32/36 był zabudowany rdzennik. Rdzennik ze stojakiem był skręcony dwoma strzemionami SDO32/36 momentem M_d = 500 N·m, a za rdzennikiem były zabudowane dwa strzemiona z których dolne przy stopie podporowej było skręcone tak aby dwa spodniki przylegały do siebie.

Strzemię za rdzennikiem „klinujące" budowano w odległości „s" od końca rdzennika i skręcono momentem dającym szczelinę między kształtownikami o wielkości „ k_g" przy szczelinie dolnej „k_d" = 0 mm.

Zamiana parametrów szczeliny:

- s – odległość końca rdzennika od strzemienia klinującego górnego,
- k_g – szerokość szczeliny górnej,
- k_d – szerokość szczeliny dolnej,

Wpływa na charakterystykę pracy stojaka.

Stojak dodatkowo na długości rdzennika wzmocniono wkładką o długości ok. 250 mm z strzemieniem dla zwiększenia jego sztywności.

W badaniu I zastosowano rozwiązanie stojaka dla którego:

- s = 150mm– odległość końca rdzennika od strzemienia klinującego górnego,
- k_g = 25 mm– szerokość szczeliny górnej,
- k_d – 0 mm szerokość szczeliny dolnej,

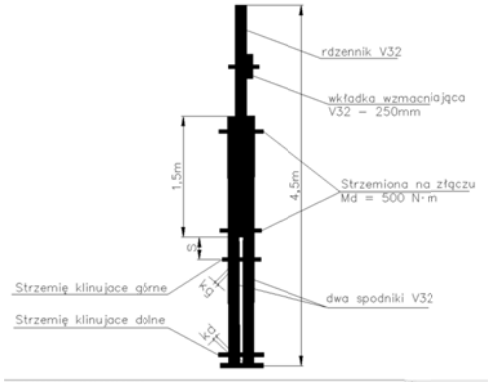
Schemat badanego stojaka wzmocnionego SVP32 przedstawiono na rysunku 10.

Widok badanego stojaka w stanowisku badawczym po montażu przedstawiono na rysunku 11 do 11. Charakterystykę pracy stojaka przedstawiono na rysunku 12 a widok części złącza z rdzennikiem z klinową szczeliną między spodnikiem na rys.13.

W rozwiązaniu uzyskano wysoką podporność (nośność zsuwną) stojaka wynoszącą:

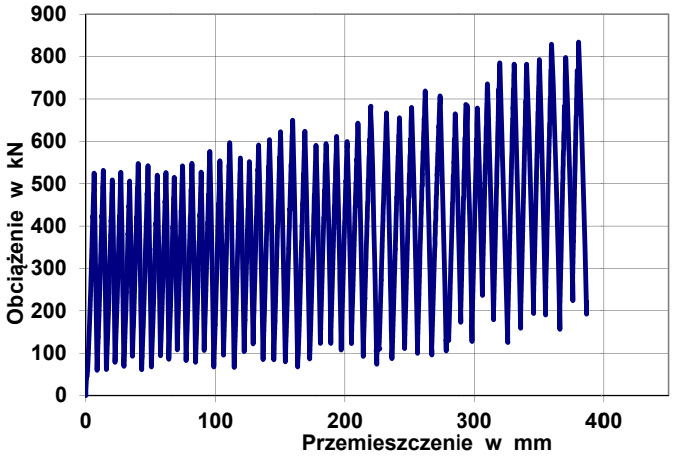
- Nośność zsuwna minimalna (przy pierwszym zsuwie) - 520 kN,
- Nośność zsuwna maksymalna (na końcu zsuwu) - 820 kN,

Badanie prowadzono do momentu uzyskania zsuwu o wielkości 400mm i obniżeniu się rdzennika na poziom zabudowanej wkładki wzmacniającej. Stwierdzono korzystną pracę stojak wzmocnionego o narastającej nośności zsuwnej do wartości 820 kN.



Rys. 10. Schemat badanego stojaka wzmocnionego z dwoma spodnikami SVP32

Pict. 10. Scheme of tested prop reinforcement with two lower prop members SVP32



Rys. 12. Charakterystyka pracy stojaka wzmocnionego dwoma spodnikami SVP32 (klinowego SPV32-4,5m skręcony 2 strzemionami SDOW32/36 dokręcone momentem 500Nm z wkładką wzmacniająca podłużnie - odległość strzemienia klinującego od końca rdzennika 150mm. (szczelina ok. 25mm)

Pict. 12. Operation characteristic of prop reinforcement with two Lower prop members SVP32 (wedge SPV32-4,5m twisted with 2 clamps SDOW32/36 with torque 500Nm with reinforcement pad lengthwise – distance between clamp and end of lower prop member – 150mm (gap ca.25mm)



Rys. 11. Stojak wzmocniony dwoma spodnikami typu SVP32
Widok po zabudowie w stanowisku badawczym

Pict. 11. Prop reinforcement with two lower prop members type SVP32
A view after installation at test stand.



Rys. 13. Stojak wzmocniony dwoma spodnikami typu SVP32
Widok klinowej szczeliny między kołnierzami spodnika
(po zabudowie w stanowisku badawczym)

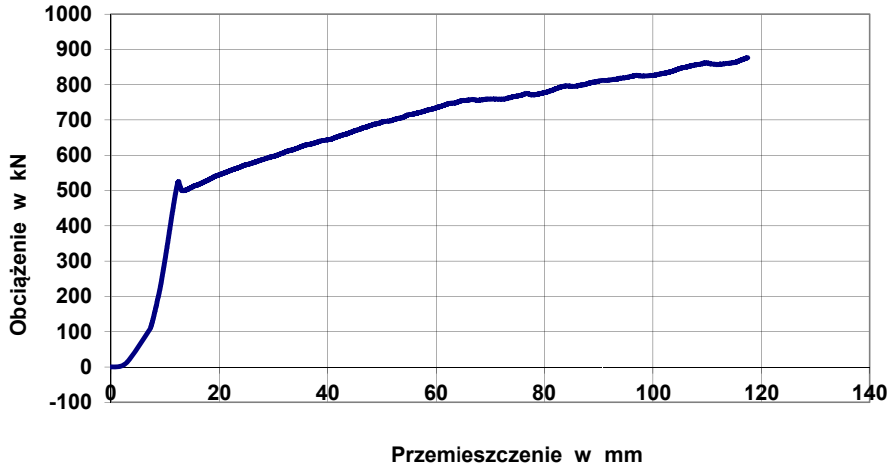
Pict. 13. A prop reinforcement with two Lower prop members SVP32
A view of wedges gap between props flanges
A view after installation at test stand



Rys.14. Widok stojaka wzmocnionego z dwoma spodnikami typu SVP32 z klinem o parametrach :
- s = 300mm, k_g = 20 mm, k_d – 0 mm
W fazie pracy z widocznym charakterystycznym zdzieraniem materiału pod i na kołnierzach stykających się kształtowników

Pict14. A wiev of reinforcement prop with two lower prop members type SVP32 with wedge with following parameters:
- s = 300mm, k_g = 20 mm, k_d – 0 mm
During operations seen characteristic roughing of material below and on the surface of flanges connected props

W badaniu II strzemię klinujące zabudowano w odległości s=300 mm od końca rdzennika, przy szerokości szczeliny górnej k_g=20 mm, których widok przedstawia rysunek a uzyskana rosnącą charakterystykę pracy o ciągłym przebiegu na odcinku ok 120 mm przedstawiono na rys.15.



Rys. 15. Charakterystyka pracy stojaka wzmocnionego dwoma spodnikami SVP32 skręcony 4 strzemionami SDOW32/36 dokręcone momentem 500Nm – badanie nr II
Strzemię klinujące w odległości ok.300mm ze szczelna górną kg = 20mm.
Pict. 15. Operation characteristic of prop reinforcement with two Lower prop members SVP32 (wedge SPV32-4,5m twisted with 4 clamps SDOW32/36 with torque 500Nm – test nr II with reinforcement pad lengthwise – distance between clamp and end of lower prop member – 300mm (gap ca.20mm)

Podporność zsuwna (robocza) stojaków typowych SV może być wyrażona funkcją:

$P_{robśr}=f(n_{strz}\cdot,M_{d,}\cdot W_i)$

gdzie:

n_{strz} – liczba strzemion,

M_d – moment dokręcenia nakrętek strzemion,

W_i–własności konstrukcyjne kształtownika, strzemion i inne.

Dla stojaków wzmocnionych SVP nośność zsuwna robocza może być określana zależnością:

$$P_{robSVP} = f(n_{strz}\cdot,M_{d,}\cdot W_{i,}\cdot k_{g,}\cdot s)$$

gdzie:

s – odległość końca rdzennika od strzemienia klinującego górnego,

k_g – szerokość szczeliny górnej,

Dotychczas przeprowadzone badania wykazały, że wartości k_g i s powinny wynosić:

$k_g \geq 20$ mm, s = 150 do 300 mm.

4. PORÓWNANIE UZYSKANYCH WYNIKÓW BADAŃ PODPORNOŚCI STOJAKÓW TYPOWYCH I WZMOCNIONYCH

Porównanie wyników z przeprowadzonych badań dokonano dla stojaków podporowych typu SV32 skręcanych trzema strzemionami przy momencie dokręcenia nakrętek M_d = 500 N·m z stojakami podporowymi wzmocnionymi typu SPV32.

Uzyskane wyniki badań dla stojaków porównano dla średnich nośności roboczych (podatnych) wynoszą:

- stojak SV32-4,5m skręconego 3 strzemionami SDOW32/36 dokręcone momentem M_d 500N·m, $N_{zśr}$ = 340 kN,
- stojak SV32-4,5m skręconego 3 strzemionami KX32/36w dokręcone momentem M_d 500N·m, $N_{zśr}$ = 330 kN,
- stojak SV32-4,5m skręconego 3 strzemionami G34/44 dokręcone momentem M_d 500N·m, $N_{zśr}$ = 340 kN,

Średnia nośność zsuwna stojaków SV32 skręcanych trzema strzemionami momentem M_d = 500 N·m wynosi 336,7kN.

Z przeprowadzonych badań stojaków wzmocnionych typu SVP 32 z dwoma spodnikami wynosi średnio z badań 850 kN.

Występuje wzrost nośności wraz suwem o wielkość 336,7 kN

k_N = 750/ 336,7 = 2,52

Masa stojaka SV32 o wysokości 4,5m i zakładce 1,5m wynosi:

M_{SV32} = 6,0·32,1 = 192,6 kg

Masa całkowita z trzema strzemionami M_{cSV32} = 192,6 +3*11 = 225,6kg

Masa stojaka wzmocnionego SVP32 o wysokości 4,5m i zakładce 1,5m wynosi:

M_{SV32} = 9,0·32,1 = 288,9 kg

Masa całkowita z czteroma strzemionami M_{cSV32} = 288,9 +4*11 = 332,9kg

Porównanie mas wykazuje, że masa stojaka wzmocnionego jest większa o 107,3 kg od stojaka typowego. Stosunek mas wynosi 1,456.

Porównanie nośności na jednostkę masy stojaka wynosi:

Współczynnik nośności do masy:

- dla stojaka typowego $k_{N/m}$ = 326/288,9 = 1,445 kN/kg
- dla stojaka wzmocnionego $k_{N/m}$ = 850/332,9 =2,55kN/kg

Rozwiązanie stojaka wzmocnionego SVP32 pozwala uzyskać wyższe podporności (nośności zsuwne) przy korzystniejszym wykorzystaniu konstrukcji.

WNOSKI KOŃCOWE

1. Typowe stojaki podporowe SV29, SV32 mają podporność zsuwną (roboczą) według przeprowadzonych badań nie większą do 350 kN przy momencie dokręcenia strzemion 500 N·m badanych w liczbie 3 sztuk na złączu.

2. Stojaki wzmocnione typu SVP32 uzyskują nośność zsuwną (roboczą) w przedziale od 500 do 850 kN z narastającą wielkością możliwą regulacji parametrami szczeliny klinującej (s, k_g, k_d) utworzonej z dwóch z dwóch spodników.

3. Innowacyjne rozwiązania stojaków wzmocnionych z kształtowników typu V powinny znaleźć szerokie zastosowanie dla warunków dużych ciśnień górotworu. Korzystnym może być stosowanie ich jako łamaczy stalowych na linii zawału przy utrzymaniu chodnika przyścianowego za frontem ściany.

LITERATURA

[1] Katalog wyrobów Huty Łabędy 2013-2014.
[2] Głuch P., Giza D., Kwaczała B.: Innowacyjne rozwiązania stojaków podporowych z kształtowników korytkowych Konferencja zrównoważonego rozwoju 2015r WGiG Gliwice 2015r
[3] Głuch P., Giza D.: Nośność zsuwna strzemion złącz kształtowników korytkowych V. Konferencja pt. Teoretyczne i praktyczne stosowania środków smarnych i eksploatacyjnych w górnictwie CBiDGP Ustroń 2011r.
[4] Głuch P., Giza D.: Stojaki podporowe o wysokiej nośności Konferencja pt. Teoretyczne i praktyczne stosowania środków smarnych i eksploatacyjnych w górnictwie CBiDGP. Ustroń 2012r.
[5] Głuch P., Giza D.: Łamacz podporowy ze stojaka SV32 i SV36. CBiDGP. Ustroń 2012r.
[6] Głuch P., Giza D.: Stojaki wysokopodporowe z kształtowników typu V . Konferencja Ostrawa 2015r

Friction Props Reinforcement Made From Sections V29, V32, V36

Friction props reinforcement made from sections V29, V32, V36 are innovation solution which allows to increase support load-bearing capacity from twice to 4 times according to standard solutions during its action as a late-bearing construction or limited late-bearing. Analysis of tests results at the stand shows received positive factor of load to weight of prop.

Rozwiązanie obudowy spłaszczonej dla chodników przyścianowych

Piotr Głuch – *Politechnika Śląska, Gliwice*
Damian Giza – *Jennmar International*
Marian Kucz – *KW S.A. Oddział PIAST*
Tomasz Śpiewak – *KW S.A. Oddział PIAST*
Krzysztof Krasucki – *KW S.A. Oddział PIAST*

STRESZCZENIE: Obudowy spłaszczone o konstrukcji odrzwi typu ŁPSp i ŁPSp3R mają korzystne parametry geometryczne, wytrzymałościowe i ruchowe. Analizy i doświadczenia ruchowe wykazują możliwość ich praktycznego zastosowania zarówno w przecinkach zbrojeniowych jak i w chodnikach przyścianowych. Efektywne rozwiązanie i zastosowanie obudów spłaszczonych przy zastosowaniu projektowania alternatywnego w stosunku do rozwiązań obudów tradycyjnych typu ŁP powinno umożliwić każdorazowo wybór rozwiązania optymalnego uwzględniające koszty i bezpieczeństwo.

SŁOWA KLUCZOWE: Eksploatacja, obudowa, odrzwia stalowe

1. WSTĘP

Chodniki przyścianowe w górnictwie węgla kamiennego są tradycyjnie wykonywane w odrzwiach obudowy ŁP, których główny typoszereg ujęty jest w normie PN-G-15000-03:1993.

Na przestrzeni kilkudziesięciu lat wprowadzono wiele modyfikacji tej konstrukcji oraz zaprojektowano rozwiązania odrzwi o konstrukcji łukowej w analogii do obudowy ŁP jak: ŁPw, ŁPP, ŁPPw, ŁPOC, ŁPKO, ŁPZ, ŁPZS, ŁPPZS, ŁPSC/ŁPZSC, ŁPCk, ŁPCb, ŁPCBor, LPZof, czy obudów spłaszczonych gdzie stropnice są gięte dużym łukiem o strzałce na szerokości obudowy mniejszej na ogół od 1 metra lub obudowy z odrzwi prostych jak np. odrzwia ŁPKO, ŁPrP/4, ŁPrP/5, ŁPrP/6, ŁPrPV32/V36, ŁPrPZV32/V36, ŁPrw, ŁPro, KAPA [1].

Duża liczba rodzajów odrzwi oraz ich rozmiarów świadczy o stałym poszukiwaniu rozwiązań konstrukcyjnych obudów dostosowanych do:

- warunków geologicznych i hydrogeologicznych lokalizacji wyrobiska,
- warunków górniczych wyrobiska,
- wymagań w zakresie funkcjonalności wyrobiska,
- możliwości technologicznych wykonania wyrobiska,
- wymagań bezpieczeństwa i zapewniających trwałość konstrukcji.

Rozwiązanie obudowy łukowej podatnej spłaszczonej o nazwie ŁPSp3R jest przykładem poszukiwania nowych rozwiązań w kierunku spełnienia ww. warunków oraz zmniejszenia kosztów. Rozwiązanie obudowy ŁPSp3R może być stosowane zarówno w przecinkach ścianowych jak i w chodnikach przyścianowych. Zastosowanie obudowy ŁPSp3R –V32/4/5,8x3,5 w chodniku przyścianowym i w przecinkach ścianowych w warunkach KWK PIAST pozwoliło zweryfikować przyjęte założenia projektowe.

2. PROBLEMY STOSOWANIA OBUDOWY ŁUKOWEJ TYPU ŁP W WYROBISKACH KORYTARZOWYCH

Do niekorzystnych właściwości obudów podporowych podatnych typu ŁP stanowiących podstawowy typoszereg odrzwi stosowanych w polskich kopalniach węgla kamiennego należy zaliczyć:

- Niska nośność zsuwna odrzwi obudowy w stanie podatnym w stosunku do nośności maksymalnej badanej w stanie usztywnionym. Liczne badania wykazują jej stosunek o wielkości od 0,3 do 0,55.
- Konstrukcja łuków nie pozwala praktycznie dla danej wielkości odrzwi zmienić jej kształt i gabaryty.
- Łukowy kształt w części stropnicowej zbliżony do kształtu kołowego o znacznej wyniosłości w górotworze uwarstwionym prowadzi do znacznego odsłaniania skał od strony ociosu (słabych skał nad pokładem węgla) i wytwarzania się pustek ociosowych poszerzających szerokość wyrobiska w stropie.
- Deformacja odrzwi poprzez zsuwy na złączach jest trudna do kontroli, ze względu na problemy kontroli momentu dokręcenia nakrętek śrub strzemion zwłaszcza na złączach łuków stropnicowych. Dokręcenie śrub strzemion złącz łuków stropnicowych jest trudne do wykonania z tyłu przodku ze względu na zabudowane wyposażenie wyrobiska jak i dostęp.
- Kształt łukowy typu ŁP jak i gabaryty typoszeregu jest trudny do wykorzystania do konstrukcji połączeń wyrobisk korytarzowych w postaci skrzyżowań prostych czy ukośnych.
- Łukowy kształt w części stropowej wyrobiska jest technologiczne trudny do kotwienia miedzy odrzwiami i wytworzenia efektywnego wzmocnienia np. w postaci belki skalnej, która powstaje w wyrobisku o kształcie prostokątnym.
- Odrzwia obudowy łukowej dla przykotwienia za pomocą kotwi linowych do wysokich struktur górotworu wymagają jak wykazała praktyka stosowania specjalnie ukształtowanych podciągów dających prawidłowe usytuowanie kotwi.
- Łukowy kształt odrzwi w chodnikach przyścianowych w którego przekroju występuje pokład węgla o małej grubości prowadzi do konieczności wybierania znacznej wielkości skały płonnej zanieczyszczającej środowisko.
- Stosowane konstrukcje strzemion zwłaszcza typu SD i SDO nie gwarantują równomiernych i na wysokim poziomie wartości nośności zsuwnej i ulegają obluzowaniu, co wymaga, co najmniej ich dwukrotnego dokręcania. Pierwszy raz przy montażu i drugi raz z tyłu przodku na odcinku 5 do10 m. Często przed skrzyżowaniem ściana chodnik i za skrzyżowaniem.
- Występują problemy rozmieszczenia urządzeń wyposażenia w przekroju chodnika i możliwości powtórnego wykorzystania go dla drugiej ściany.
- Łukowy kształt w części stropnicowej stwarza problemy przy stosowaniu do utrzymania skrzyżowania ściana–chodnik sekcji obudowy zmechanizowanej.

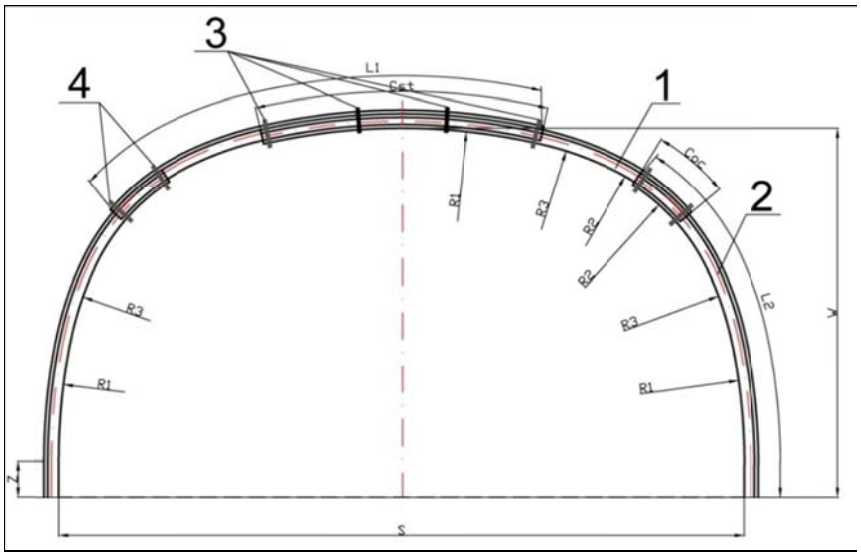
Wymienione mankamenty są przyczyną poszukiwania i projektowania innych konstrukcji obudów w zakresie ich kształtu, rozmieszczenia złącz łuków, liczby strzemion na odrzwiach, sposobów wzmocnienia itp.

3. KONSTRUKCJA OBUDOWY ŁUKOWEJ PODATNEJ SPŁASZCZONEJ ŁPSp3R

Odrzwia obudowy ŁPSp3R-V32/4 lub ŁPSp3R-V36/4 wykonane są odpowiednio z kształtownika V32 lub V36 jako czteroczęściowe. W jej skład wchodzą dwa łuki stropnicowe i dwa łuki ociosowe, które po złożeniu na siebie odpowiednich odcinków skręcane są za pomocą strzemion śrubami z odpowiednim momentem dokręcenia.

Istotą konstrukcji jest zastosowanie specjalnego kształtu obudowy i łuków z uwzględnieniem ich zakładek. Uwzględniając konieczność spełnienia wysokich wymagań wytrzymałościowych w zakresie nośności zsuwnej obudowy oraz po jej usztywnieniu. W konstrukcji obudowy złącza łuków usytuowano w przekrojach najbardziej wytężonych.

Dla zwiększenia nośności odrzwi w fazie pracy jako konstrukcji podatnej jak i po jej usztywnieniu z narastającą charakterystyką podporności zastosowano gięcie łuków na długości trzema promieniami. Ogólny schemat odrzwi obudowy przedstawiono na rysunku 1.

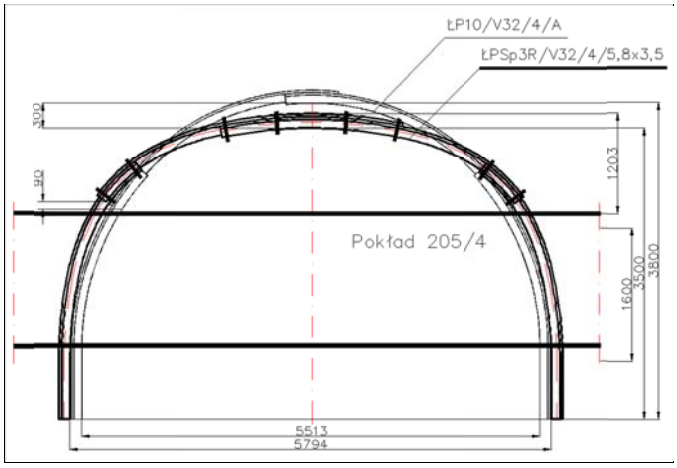


Rys. 1. Odrzwia czteroczęściowe ŁPSp3R-V32/4. 1 – łuk stropnicowy, 2 – łuk ociosowy, 3 – strzemiona na zakładce łuków stropnicowych (4 sztuki), 4 – strzemiona na złączu łuków ociosowych i stropnicowych (2 sztuki)
Fig. 1. Four elements frame ŁPSp3R-V32/4. 1 – crown section, 2 – side section of arch support, 3 – four stirrups of central joint, 4 – two stirrups of side joint

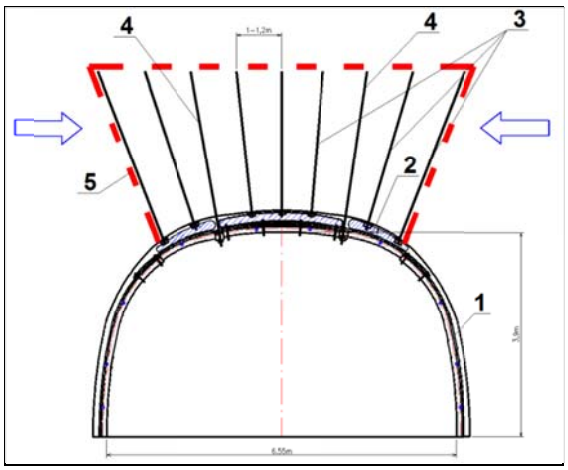
Korzystnymi cechami konstrukcji odrzwi obudowy ŁPSp3R w stosunku do tradycyjnych odrzwi obudowy ŁP są między innymi:

- korzystne poszerzenie wyrobiska na ociosie w rejonie wysokości transportowej (rys. 2),
- zmniejszona wysokość odrzwi nad pokładem w stosunku do obudowy ŁP nie wymagający urabiania skał płonnych w stropie,
- usztywnienie łuków stropnicowych przez stosowanie czterech strzemion i wymuszenie podatności na złączach łuków ociosowych ze stropnicowymi,
- zakończenie łuków stropnicowych na zbliżonym poziomie jak w odrzwiach ŁP10 pozwalające po wypięciu łuku ociosowego uzyskanie korzystnego połączenia z pokładem,

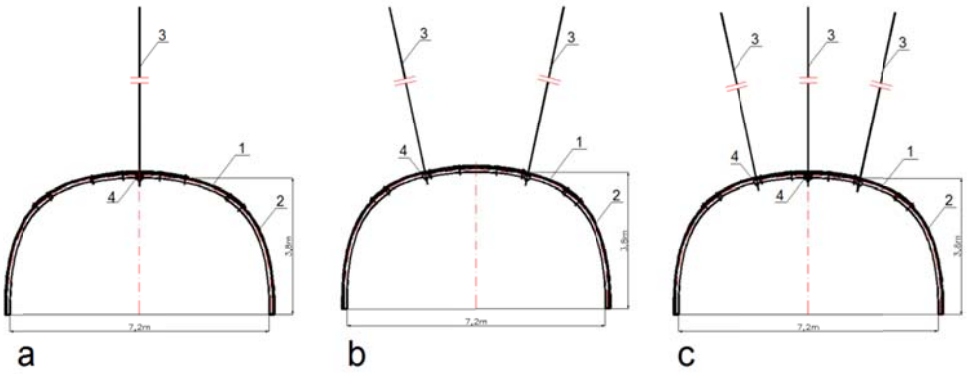
– spłaszczony kształt łuków stropnicowych pozwala wprowadzić wzmocnienie skał stropowych poprzez kotwienie między odrzwiami z wytworzeniem belki skalnej lub przez przykotwienie kotwiami strunowymi względnie podparcie stojakami wysoko podporowymi (rys. 3, 4).



Rys. 2. Porównanie kształtów i przekrojów odrzwi obudowy ŁP10/V32/4/A i ŁPSp3RV32/4/5800x3500
Fig. 2. Comparison shape and cross section arch support ŁP10/V32/4/A and ŁPSp3RV32/4/5800x3500



Rys. 3. Strefa wzmocnienia warstw skalnych o kształcie trapezu wokół wyrobiska o kształcie spłaszczonym z kotwieniem kotwiami o różnej długości 1 – odrzwia obudowy, 2 – wykładka mechaniczna, 3 – kotwie stropowe międzyodrzwiowe, 4 – kotwie do przykotwienia odrzwi, 5 – trapezowa sfera wzmocnienia górotworu w stropie o stałej wysokości
Fig. 3. Strengthen zone of rock layers in the shape of trapeze around gallery with flatted shape bolted with different length bolts. 1 – frame, 2 – concrete pillow, 3 – roof bolts between arches, 4 – bolts for installing arches, 5 – trapeze shape zone strengthen in roof in equal high

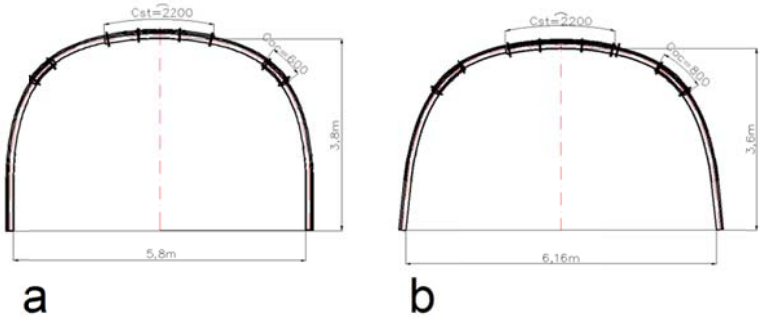


Rys. 4. Odrzwia obudowy ŁPSp3R-V32/4 przykotwione przez otwory wykonane w kształtowniku: a – przykotwienie jedną kotwią przez zakładkę stropnicową, b – przykotwienie dwoma kotwiami za zakładką stropnicową, c – przykotwienie trzema kotwiami

Fig. 4. Frame ŁPSp3R-V32/4 bolted through holes made in arches: a – bolted with one bolt through crown sections overlap, b – bolting with two bolts behind of crown section overlap c – bolted with three bolts

Przy wybieraniu pokładów cienkich i drążenie chodników przyścianowych o znacznych przekrojach w wyłomie powyżej 20m^2 dochodzące do 30m^2 istotne staje ograniczenie przybierania skały płonnej z przekroju drążonego przodku. Dla poszerzonych wyrobisk przy zmniejszonych wysokościach od 3,3m do 3,5m istnieje możliwość zmniejszenia przybierki skały płonnej dochodzące do 2m^2 w przekroju wyrobiska.

Korzystną cechą technologiczną odrzwi obudowy ŁPSp3R jest możliwość zmiany jej gabarytów zwłaszcza na szerokości wyrobiska przez zmianę długości zakładek. Korzystną cechą konstrukcji obudowy jest możliwość zabudowy obudowy rozchylonej od strony ociosu, która przy zwiększonych obciążeniach od strony ociosu (występowanie słabych warstw ociosowych) ulega korzystnej deformacji do kształtu z prostymi łukami na ociosie w strefie przyspągowej. Rozchyloną konstrukcję od strony ociosu przedstawiono na rysunku 5.



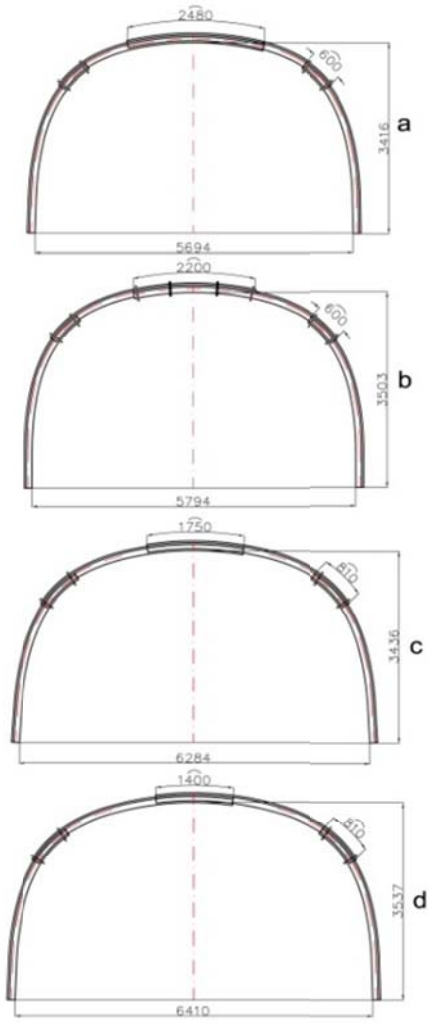
Rys. 5. Rozszerzenie odrzwi obudowy ŁPSp3R-V32/4/5,8x3,8 od strony spągu przy zmianie długości zakładki łuków stropnicowych z ociosowymi: a – kształt i gabaryty dla c_{oc} = 600mm, b – kształt i gabaryty dla c_{oc} = 800mm

Fig. 5. Extension of frame ŁPSp3R-V32/4/5,8x3,8 from floors side with dimension overlaps crown section with side section change of length: a – shape and dimensions for c_{oc} = 600mm, b – shape and dimensions for c_{oc} = 800mm

Na długości chodnika przyścianowego istnieje w fazie drążenia ze względów technologicznych konieczność wykonywania poszerzeń dla pomieszczenia transformatorów, szaf sterujących, uzyskania odstępów ruchowych w rejonie napędów itp. W praktyce stosowane są rozwiązania polegające na zabudowie odrzwi o zwiększonych gabarytach ŁP11, do ŁP15 [8].

Zastosowane w odrzwiach obudowy ŁPSp3R długości zakładek i jednakowych promieni gięcia na złączach łuków daje możliwość poszerzania odrzwi przy zachowanej wysokości (w tolerancji odrzwi). Przykładowe wielkości odrzwi, które można uzyskać przez zmianę zakładek łuków dla odrzwi ŁPSp3R-V32/4/5800/3500 przedstawiono na rysunku 6.

Projektowane rozwiązanie obudowy ŁPSp3R-V32/4/5800x3500 dla chodnika przyścianowego wymaga sprawdzenia ruchowych odstępów urządzeń stanowiących wyposażenie odstawy urobku ze ściany. Usytuowanie tych urządzeń przedstawiono na rysunku 7.



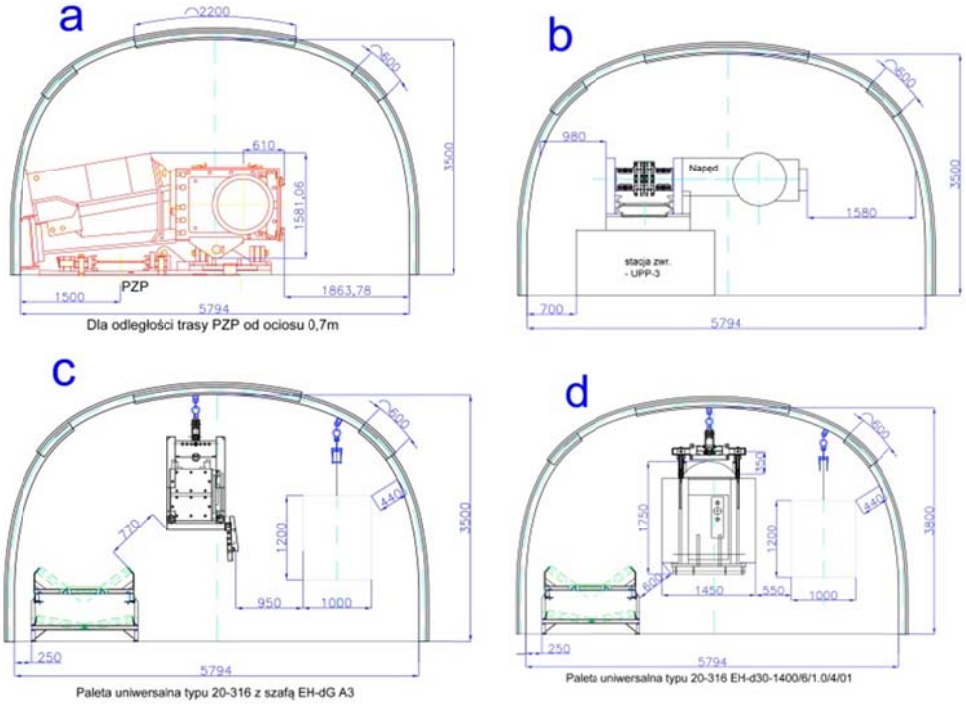
Rys. 6. Wielkości odrzwi ŁPSp3R/V32/4/5800x3500
Fig. 6. Dimension of frame ŁPSp3R/V32/4/5800x3500

a – odrzwia o szerokości S = 5694, W = 3416,
dla Cst = 2480, C_{oc} = 600
a – frame with width S = 5694, W = 3416,
for Cst = 2480, C_{oc} = 600

b – odrzwia o szerokości S = 5784, W = 3503
dla Cst = 2200, C_{oc} = 600
b – frame with width S = 5784, W = 3503
for Cst = 2200, C_{oc} = 600

c – o drzwia o szerokości S = 6284, W = 3436,
dla Cst = 1750, C_{oc} = 810
c – frame with width S = 6284, W = 3436,
for Cst = 1750, C_{oc} = 810

d – o drzwia o szerokości S = 6410, W = 3537,
dla Cst = 1400, C_{oc} = 810
d – frame with width S = 6410, W=3537,
for Cst = 1400, C_{oc} = 810

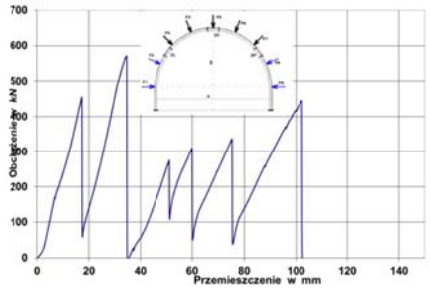


Rys. 7. Usytuowanie urządzeń transportu urobku w fazie eksploatacji pokładu w przekroju odrzwi ŁPSp3R-V32/4/5800x3500: a – usytuowanie wysypu urobku ze ściany, b – przekrój w rejonie stacji zwrotnej, c – z paletą 20316 z szafą EH-dGA3 z kolejką podwieszaną, d – z paletą 20316 z szafą EH-d30 z kolejką podwieszaną
Fig. 7. Location of transport equipment during exploitation of seam in section of frame w przekroju odrzwi ŁPSp3R-V32/4/5800x3500: a – location of coal discharge, b – section of charging station, c – with panel 20316 with box EH-dGA3 with hanging transport, d – with panel 20316 with box EH-d30 with hanging transport

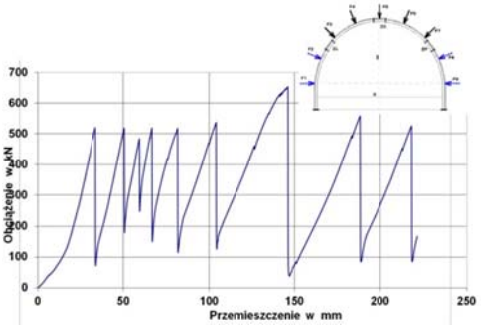
4. PODPORNOŚĆ ODRZWI OBUDÓW PODPOROWYCH SPŁASZCZONYCH

Podporność odrzwi obudów podatnych w praktyce zależna jest od wielu czynników. Jednym z sposobów jej określenia jest prowadzenie badań stanowiskowych odrzwi wykonanych w skali 1:1. Standardowe badania są prowadzone w stanie podatnym odrzwi obudowy i w stanie usztywnionym. Wyniki badań są między innymi przedstawiane w postaci charakterystyk pracy obudowy, która podaje przebieg podporności obudowy określanej jako suma obciążenia czynnego w funkcji przemieszczenia pionowego na wypadkowej obciążenia. Charakterystyka pracy obudowy badana przy różnej konstrukcji strzemion, momencie dokręcenia strzemion, różnych wariantach obciążenia pozwala ją ocenić od strony wytrzymałościowo-odkształceniowej, a przy różnych konstrukcjach dać możliwość porównania i doboru rozwiązania. Przeprowadzone badania w Katedrze Geomechaniki, Budownictwa Podziemnego i Zarzadzania Ochroną Powierzchni przedstawione szczegółowo w opracowaniach [2,3] pozwalają porównać miedzy sobą pracę konstrukcji obudowy:

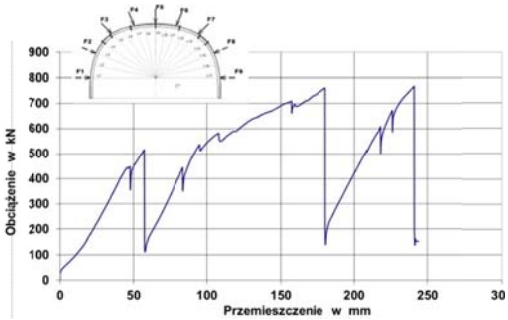
– ŁP12/V32/4/A z dwoma strzemionami SDO32/36 skręcone momentem 400 N·m (rys. 8),
– ŁP12/V32/4/A z dwoma strzemionami SDO32/36 skręcone momentem 450 N·m rys. 9),
– ŁPSp3R-V32/4/6,2x3,5z strzemionami SDO32/36 skręcone momentem 400 N·m (rys. 10)
– ŁPSp3R-V32/4/6,2x3,5z strzemionami SDO32/36 z przykotwieniem dwoma kotwiami strunowymi (rys. 11).



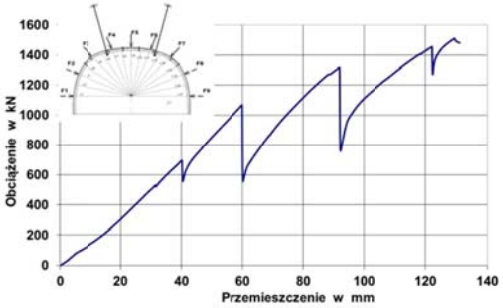
Rys. 8. Charakterystyka pracy odrzwi podatnych ŁP12/V32/4/A – 2 strzemiona SDO32/34/36W moment dokręcenia nakrętek strzemion M=400N·m
Fig. 8. Characteristic of performance of yielding arches ŁP12/V32/4/A – 2 clamps SDO32/34/36W torque screwed M=400N·m



Rys. 9. Charakterystyka pracy odrzwi podatnych ŁP12/V32/4/A 2 strzemiona SDO32/34/36W moment dokręcenia nakrętek strzemion M=450N·m
Fig. 9. Characteristic of performance of yielding arches ŁP12/V32/4/A 2 clamps SDO32/34/36W torque screwed M=450N·m



Rys. 10. Charakterystyka pracy odrzwi ŁPSp3R-V32/4/6,2x3,5 – czteroczęściowych. Odrzwia obudowy skręcone strzemionami SD32/34/36 w liczbie 3 strzemion na złączu środkowym i po 2 strzemiona na złączach ociosowych momentem dokręcenia nakrętek 400 N·m. Łuki odrzwi wykonane ze stali G480V. Badanie odrzwi w stanie podatnym
Fig. 10. Characteristic of performance of frame ŁPSp3R-V32/4/6,2x3,5 – four elements. Frame srewed with clamps SD32/34/36 in number 3 in crown section and 2 at side section, screwed with torque 400 N·m. Arches made from steel G480V. Frame tested in yielding stand



Rys. 11. Charakterystyka pracy odrzwi ŁPSp3R-V32/4/6,2x3,5 – czteroczęściowa. Odrzwia obudowy skręcone strzemionami SD32/34/36 w liczbie 4 strzemion na złączu środkowym i po 2 strzemiona na złączach ociosowych momentem dokręcenia nakrętek 400 N·m. Łuki odrzwi wykonane ze stali G480V.Odrzwia przykotwione kotwiami strunowymi w stanie podatnym
Fig. 11. Characteristic of performance of frame ŁPSp3R-V32/4/6,2x3,5 – four elements. Frame srewed with clamps SD32/34/36 in number 4 in crown section and 2 at side section, screwed with torque 400 N·m. Arches made from steel G480V. Frame boltted with stand bolts in yielding stand

Porównanie konstrukcji dokonano dodatkowo poprzez współczynnik k_4 określany jako stopień wykorzystania maksymalnej nośności odrzwi określony zgodnie z normą PN-G-15000-05:1992 w tablicy 1 według wzoru:

$$k_4 = \frac{F_N}{F_{max}},$$

gdzie:

F_N – nośność zsuwna (robocza) odrzwi podatnych w kN,

F_{max} – maksymalna nośność odrzwi usztywnionych.

Tablica 1. Stopień wykorzystania nośności odrzwi odrzwi ŁP12/V32/4/A i ŁPSp3R-V32/4/6,2x3,5
Table 1. Factor utilization of load – bearing capacity of frame ŁP12/V32/4/A i ŁPSp3R-V32/4/6,2x3,5

Oznaczenia	Odrzwia obudowy ŁP12/V32/4/A Strz. SDO32/36	Odrzwia obudowy ŁP12/V32/4/A Strz. SDO32/36	Odrzwia obudowy ŁPSp3R--V32/46,2x3,5 Strz. SD32/36	Odrzwia obudowy ŁPSp3R--V32/46,2x3,5 z przykotwieniem 2 kotwie Strz. SD32/36
	M=400 N·m	M=450 N·m	M=400 N·m	M=450 N·m
F_N w kN Nośność średnia zsuwna (robocza))	401,7	535,7	658	>1266,5
F_{max} w kN Nośność maksymalna odrzwi usztywnionych	1335	1335	1110	1100
k_4	**0,30**	**0,40**	**0,59**	**>1,15**

Przykotwienie odrzwi obudowy znacznie zwiększa wykorzystanie nośności odrzwi, która jest większa od nośność maksymalnej odrzwi badanych w stanie usztywnionym.

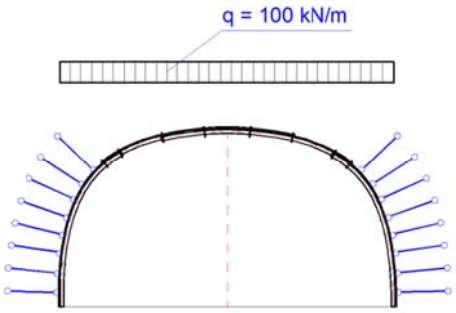
Przykotwienie odrzwi obudowy podporowej do stabilnych struktur górotworu w warunkach polskich kopalń węgla kamiennego stosowane jest w celu uzyskania:

- wzmocnienia odrzwi obudowy podporowej na zwiększone obciążenia głównie od strony ciśnienia eksploatacyjnego powstałe przed frontem ściany,
- umożliwienie czasowego wypięcia łuku ociosowego do bezkolizyjnego przemieszczania urządzeń wydobywczych na skrzyżowaniu ściany z chodnikiem,
- możliwości trwałego wypięcia łuków ociosowych na skrzyżowaniach chodników.
- wzmocnienie obudowy podporowej, gdy wymagane jest jej czasowe utrzymanie za frontem ściany lub w trudnych warunkach geologiczno-górniczych.

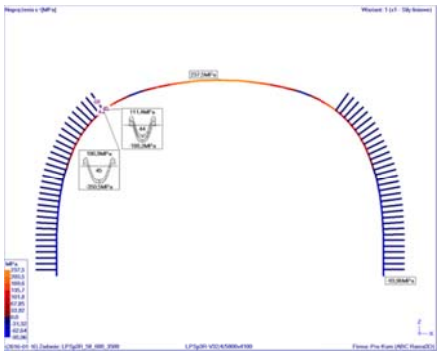
Mimo, że przykotwienie odrzwi obudowy podporowej w chodnikach przyścianowych jest wykonywane (najczęściej przed frontem ściany) i nie prowadzi do wzmocnienia struktur skalnych wokół wyrobiska (jak to ma miejsce przy wykonywaniu obudowy kotwiowej w przodku chodnika po wykonaniu zabioru) uzyskuje się znaczne wzmocnienie obudowy podporowej.

Dla podstawowego schematu statycznego obudowy z obciążeniem jednostkowym q = 100 kN/m z modelowaną wykładką mechaniczną w ociosie za pomocą wahaczy (rys. 12) przeprowadzono obliczenia wytrzymałościowe dla schematów statycznych obudów bez i z przykotwieniem, których wyniki przedstawiono na rysunkach 13 do 16 i zestawiono w tablicy 2.

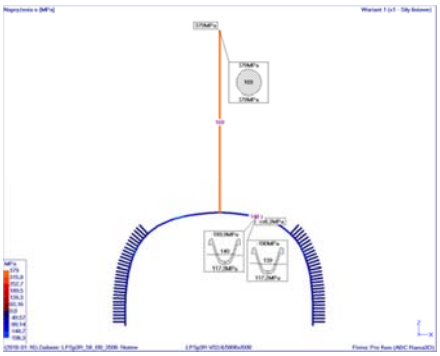
Uzyskane wyniki obliczeń zobrazowano również na rysunku 17.



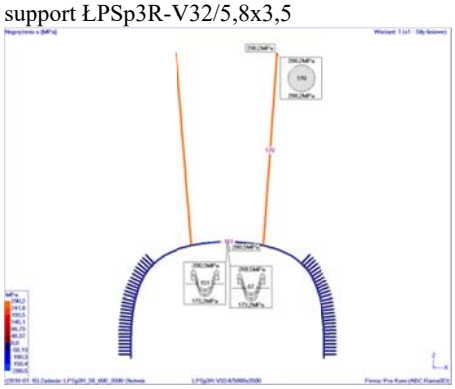
Rys. 12. Schemat statyczny obudowy z obciążeniem jednostkowym q = 100 kN/m z modelowaną wykładką mechaniczną w ociosie za pomocą wahaczy
Fig. 12. Static scheme support loads on structures Q = 100 kN/m with mechanical lining between support and rock with the aid of equalizer spring



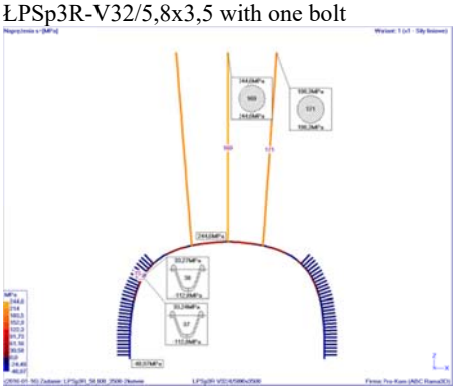
Rys. 13. Naprężenia w odrzwiach ŁPSp3R-V32/5,8x3,5
Fig. 13. The values of stresses in frame support ŁPSp3R-V32/5,8x3,5



Rys. 14. Naprężenia w odrzwiach ŁPSp3R--V32/5,8x3,5 przykotwione w osi
Fig. 14. The values of stresses in frame support ŁPSp3R-V32/5,8x3,5 with one bolt



Rys. 15. Naprężenia w odrzwiach ŁPSp3R-V32/5,8x3,5 przykotwione dwoma kotwiami
Fig. 15. The values of stresses in frame support



Rys. 16. Naprężenia w odrzwiach ŁPSp3R-V32/5,8x3,5 przykotwione trzema kotwiami

ŁPSp3R-V32/5,8x3,5 with two bolt

Fig. 16. The values of stresses in frame support ŁPSp3R-V32/5,8x3,5 with three bolt

Podporność obudowy określa się ze względu na:

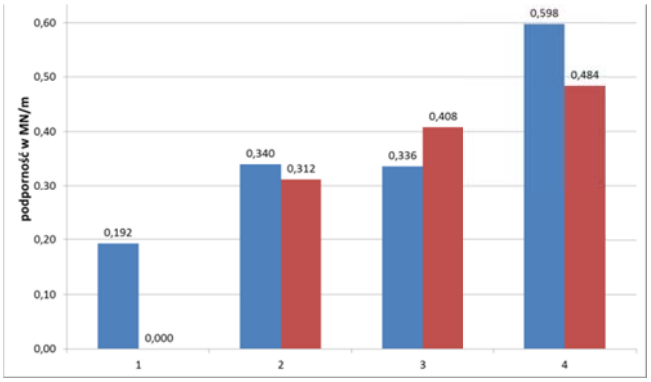
– nośność kształtownika $q_{obV} = (674/\sigma_{max})\cdot 0{,}1$ w MN/m,
– nośność kotwi strunowej $q_{obK} = (450/N_{kmax})\cdot 0{,}1$ w MN/m.

gdzie:

674 – naprężenia graniczne dla stali S480W (w MPa),
σ_{max} naprężenie maksymalne w odrzwiach obudowy dla obciążenia q = 0.1 MN/m,
450 – nośność kotwi strunowej, (w kN),
N_{kmax} – maksymalna siła w kotwi dla obciążenia q = 0,1 MN/m.

Tablica 2. Wyniki obliczeń podporności obudowy ze względu na nośność kształtownika i nośność kotwi
Table 2. Results calculation load support capacity and bolt capacity

Lp.	Rodzaj obudowy	σ_{max} w MPa	N_{kmax} w kN	q_{obV} w MN/m (stal S480W)	q_{obk} w MN/m
1.	ŁPSp3R-V32/4/5,8x3,5	350,5	-	0,192	-
2.	ŁPSp3R-V32/4/5,8x3,5 +1kotew	198,3	144,1	0,340	0,312
3.	ŁPSp3R-V32/4/5,8x3,5 +2kotwie	200,5	110,3	0,336	0,408
4.	ŁPSp3R-V32/4/5,8x3,5 +3kotwie	112,8	92,99	0,598	0,484



Rys. 17. Podporność odrzwi obudowy ze względu na nośność kształtownika i nośność kotwi (nr 1do 4 wg tablicy 2)

Fig. 17. Support load – bearing capacity according to load-bearing of arch and load of bolt (no from 1 to 4 acc. to tab. 2)

5. PRZYKŁAD REALIZACJI WYKONANIA OBUDOWY SPŁASZCZONEJ W CHODNIKU PRZYŚCIANOWYM W WARUNKACH KWK „PIAST" [8]

Obudowę chodnika podścianowego (chodnika badawczego) w odrzwiach obudowy ŁPSp3R-5,8x3,5 zlokalizowano w partii II, pokładu 205/4 na poziom 500 m.

W pokładzie występują uskoki o zrzutach od ok. 0,6 m do ok. 3,5 m. Zaleganie pokładu na ogół regularne. Rozciągłość o kierunku NW-SE. Upad na NE pod kątem ok. 3°. W partii II miąższość pokładu wynosi ok. 1,6 m.

W stropie pokładu występuje łupek ilasty o miąższości od ok. 0,5 m do ok. 1,2 m. Nad nim zalega piaskowiec różnoziarnisty o miąższości od ok. 21,0 m do 22,3 m. Powyżej zalega pokład 205/3 o miąższości od 0,9 m do 1,2 m, podścielony warstwą iłowca o miąższości 0,7 do

1,0 m. Nad pokładem 205/3 występuje cienka do 0,2 m warstwa iłowca albo bezpośrednio pakiet piaskowców różnoziarnistych o grubości 13,5 do 39,0 m.

W spągu pokładu 205/4 występuje łupek ilasty o grubości od ok. 0,5 do ok. 0,9 m. Poniżej zalegają piaskowce różnoziarniste o miąższości od ok. 14,4 do 20,1 m. Pod nimi występuje warstwa iłowca o grubości do 0,5 m, a niżej węgiel pokładu 205/5 o miąższości 0,6 do 1,25 m.

Chodnik badawczy na wybiegu około 443÷840 m drążony był wzdłuż uskoku o zrzucie około h ~3,2 m w odległości około 9÷67 m. Szczegółową lokalizację zbiornika przedstawiono na rysunku 18. Na wybiegu około 1024 m wyrobisko przechodzić będzie nad krawędzią wcześniej wyeksploatowanego pokładu 209.

Występujące zagrożenia na wybiegu chodnika badawczego VII-1568 zamieszczono w tablicy 3.

Tablica 3. Charakterystyka zagrożeń naturalnych i górniczych
Table 3. Natural and mining hazards

RODZAJ ZAGROŻENIA	OPIS ZAGROŻENIA
Wodne	I stopnia zagrożenia wodnego
Wybuchem pyłu węglowego	Klasy „A” zagrożenia wybuchem pyłu węglowego
Pożarowe	V grupy samozapalności
Metanowe	Nie występuje. Cała kopalnia jest uznana za kopalnię niemetanową
Wyrzutami gazów i skał	Nie występuje
Tąpaniami	Niezaliczony do zagrożonych tąpaniami
Radiacyjne	Nie występuje
Zagrożenie działaniem pyłu szkodliwego dla zdrowia	Badania prowadzone zgodnie z rozporządzeniami i normami

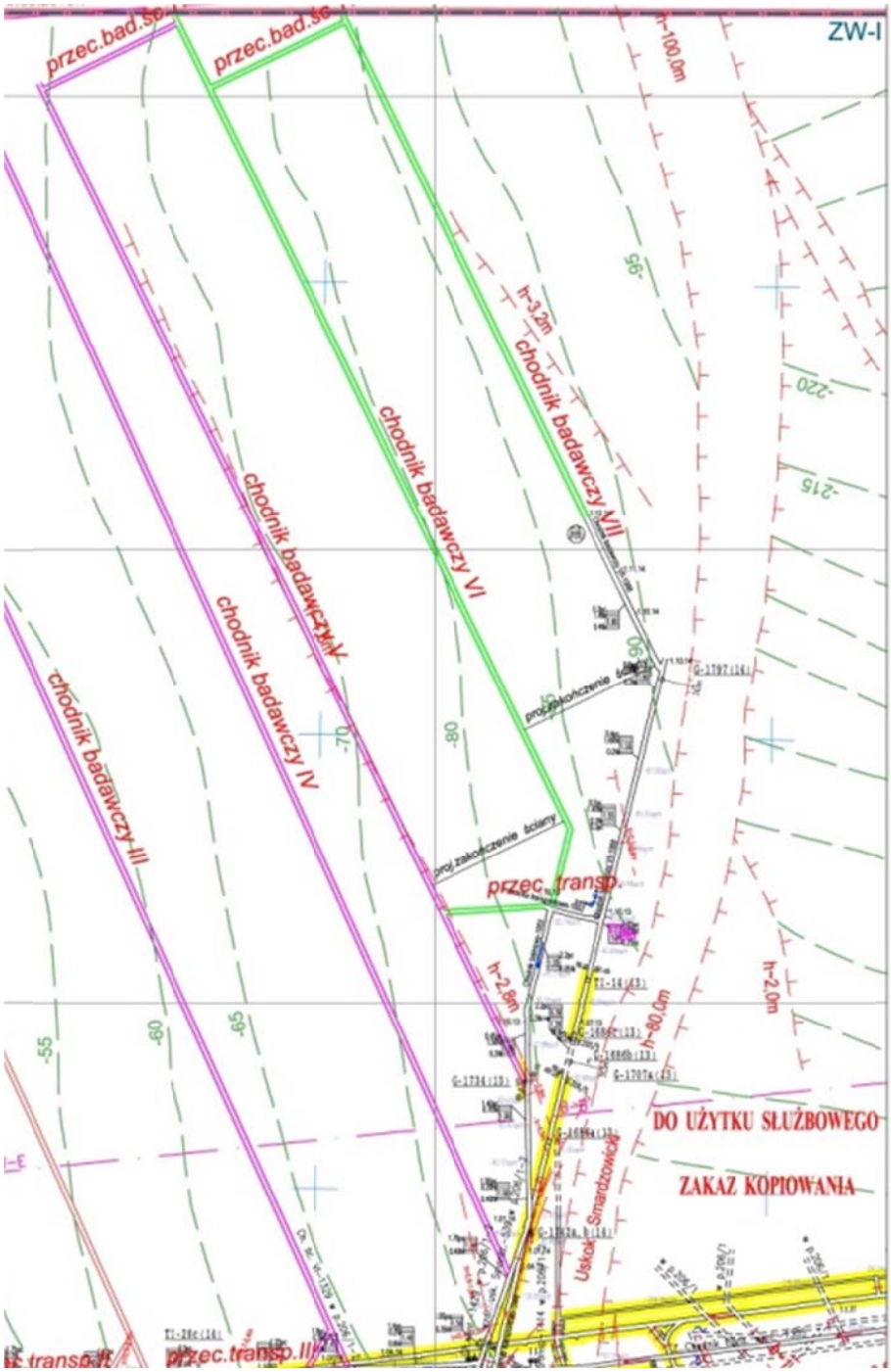
W projekcie technicznym wyrobisk są ponadto analizowane inne zagrożenia jak:
- zagrożenie wynikające z opadu skał,
- zagrożenie hałasem,
- zagrożenie wibracjami mechanicznymi,
- zagrożenie klimatyczne.

Chodnik był drążony jest za pomocą kombajnu chodnikowego AM-50ZM.

Urobek z przodka transportowany jest za pomocą podajnika taśmowego, a następnie przenośnikami taśmowymi typu Gwarek 1000. Po wykonaniu postępu na odległość ok. 1 m brygada przodkowa przystępuje do zabudowy odrzwi obudowy ŁPSp3R/V32 o rozstawie 0,75 m. Obudowa stabilizowana jest za pomocą rozpór wieloelementowych rurowych niesymetrycznych.

Elementy obudowy łączone są za pomocą strzemion typu KX-32/36. Odrzwia posadowione są na stalowych stopach podporowych. Opinka stropu i ociosów za pomocą siatki okładzinowej ciężkiej zaczepowej o oczkach 100x50 mm.

Widok chodnika w fazie drążenia przedstawiono na rysunkach od 19 do 22.



Rys. 18. Lokalizacja chodnika badawczego
Fig. 18. Localization test drift





Rys. 19. Widok wyrobiska za kombajnem w obudowie ŁPSp3R-V32/4/5,8x3,5 (foto Radosław Wojnar)
Fig. 19. View of arch support steel sets ŁPSp3R-V32/4/5,8x3,5

Rys. 20. Widok wyrobiska na czoło przodku z kombajnem w obudowie ŁPSp3R-V32/4/5,8x3,5
Fig. 20. View of gallery's face with shearer with frame ŁPSp3R-V32/4/5,8x3,5





Rys. 21. Widok wyrobiska w fazie drążenia w obudowie ŁPSp3R-V32/4/5,8x3,5
Fig. 21. View of galery Turing develop in frame ŁPSp3R-V32/4/5,8x3,5

Rys. 22. Widok poszerzenia wyrobiska w obudowie ŁPSp3R-V32/4/5,8x3,5
Fig. 22. View widen section of working with the use of arch support steel sets ŁPSp3R-V32/4/5,8x3,5

WNIOSKI KOŃCOWE

1. Powszechnym rozwiązaniem obudowy chodników przyścianowych tzw. liniowych są odrzwia stalowe z typoszeregu ŁP, których kształty i gabaryty zaprojektowane ponad 50 lat temu stosowane są do dzisiaj z małymi modyfikacjami.

Jednak powszechnie obowiązujące dziś normy jakościowe oraz związany z nimi reżim technologiczny jak również aspekty ekonomiczne zmuszają projektantów do poszukiwania nowych konstrukcji odrzwi obudowy. Jednym z rozwiązań są obudowy spłaszczone ŁPSp i ŁPSp3R.

2. Badania stanowiskowe wykazały, że odrzwia obudowy ŁPSp3R mają korzystną charakterystykę pracy oraz wysoki stopień wykorzystania maksymalnej nośności odrzwi. Obliczenia wytrzymałościowe obudowy spłaszczonej przykotwionej za pomocą kotwienia wysokiego wykazały, że uzyskuje się wzmocnienie obudowy o ok. 1,7 razy przy jednej kotwi wzmacniającej do ok. 2,5 razy przy trzech kotwiach wzmacniających w stosunku obudowy samodzielnej.

3. Dla projektowania obudowy chodnika badawczego w partii II, pokładu 205/4, poziom 500 m przeprowadzono analizę porównawczą uwzględniającą:
- konstrukcję obudowy pracującą w wszystkich fazach pracy chodnika,
- technologię wykonania obudowy w drążonym wyrobisku i sposób jego wzmocnienia,
- usytuowanie wyposażenia wyrobiska w fazie jego drążenia i ostatecznego,
- przeznaczenia, wykorzystywanie dla funkcji odstawy ścianowej.

4. W pierwszej fazie drążenia chodnika badawczego stwierdzono występowanie szeregu korzystnych cech takich jak:
- wpisanie się kształtu wyrobiska w skały otaczające pokład węgla i drążenie przodka bez potrzeby urabiania twardego piaskowca w stropie,
- rozmieszczenie urządzeń w przekroju wyrobiska przy zwiększonych odstępach ruchowych,
- proste poszerzanie chodnika do szerokości około 6,4m bez potrzeby zmiany wielkości odrzwi obudowy,
- pełna stateczność wyrobiska i obudowy bez oznak przejmowania wzmożonych obciążeń.

LITERATURA

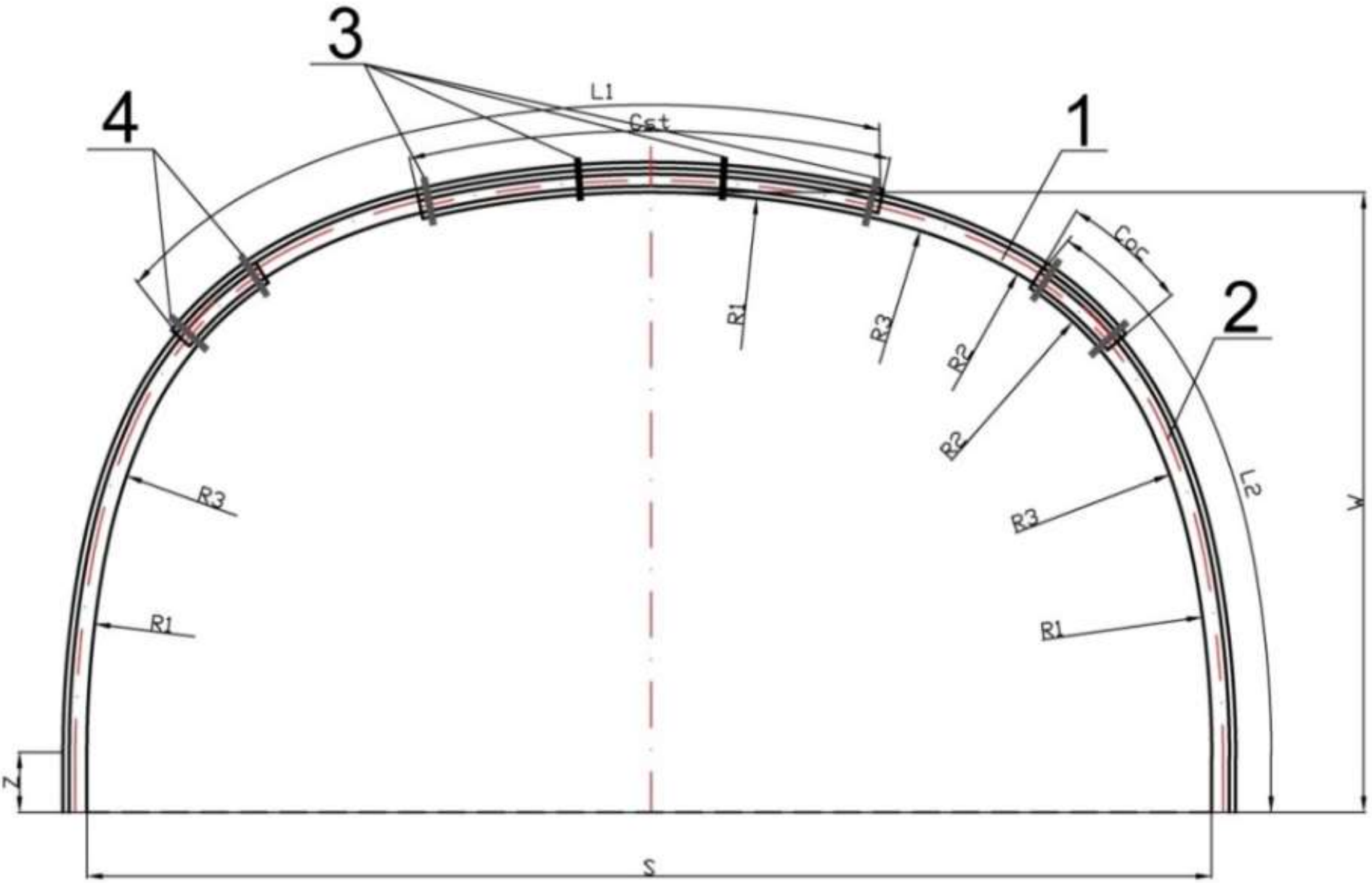
[1] Katalog wyrobów dla górnictwa. Huta Łabędy, wydanie 2013–2014.
[2] Raport z badania typoszeregu odrzwi obudowy ŁPSp3R-V32. Praca naukowo-badawcza NB-59/RG-4/2013, Politechnika Śląska, Gliwice 2013.
[3] Raport z badania typoszeregu odrzwi obudowy: ŁP7/V32/A do ŁP10/V32/A – trzyczęściowa, ŁP7/ /V32/A do ŁP19/V32/A – czteroczęściowa NB-222/RG-4/2013. Politechnika Śląska, Gliwice 2013.
[4] Giza Damian, Głuch Piotr: Badania stojaków podporowych typowych i wzmocnionych z kształtowników V29 i V32. Konferencja VSB, Ostrava 2016.
[5] Kudela Jacek, Kucz Marian, Ożóg Andrzej, Zachwieja Tadeusz, Głuch Piotr: Przykłady zastosowania obudowy łukowej podatnej spłaszczonej ŁPSp w kopalni PIAST. Konferencja naukowo-techniczna pt. „Aktualne problemy zwalczania zagrożeń górniczych". Wydział Górnictwa i Geologii, Politechnika Śląska. Brenna 7–9 listopada 2012.
[6] Kudela Jacek, Kucz Marian, Ożóg Andrzej, Zachwieja Tadeusz, Głuch Piotr: Ocena przydatności obudów spłaszczonych i prostych dla przecinek ścianowych i chodników przygotowawczych w kopalni PIAST. Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2012.
[7] Kudela J., Kucz M., Ożóg A., Horst R., Furtak L., Głuch P. 2015: Rozwiązania poszerzeń chodników w obudowie spłaszczonej ŁPSp-V32/4 w warunkach KW S.A. Oddział PIAST. Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2015.
[8] Kudela J., Horst R., Krasucki K., Śpiewak T., Głuch P.2015: Rozwiązanie obudowy spłaszczonej dla chodnika przyścianowego. Zimowa Szkoła Mechaniki Górotworu 2015.

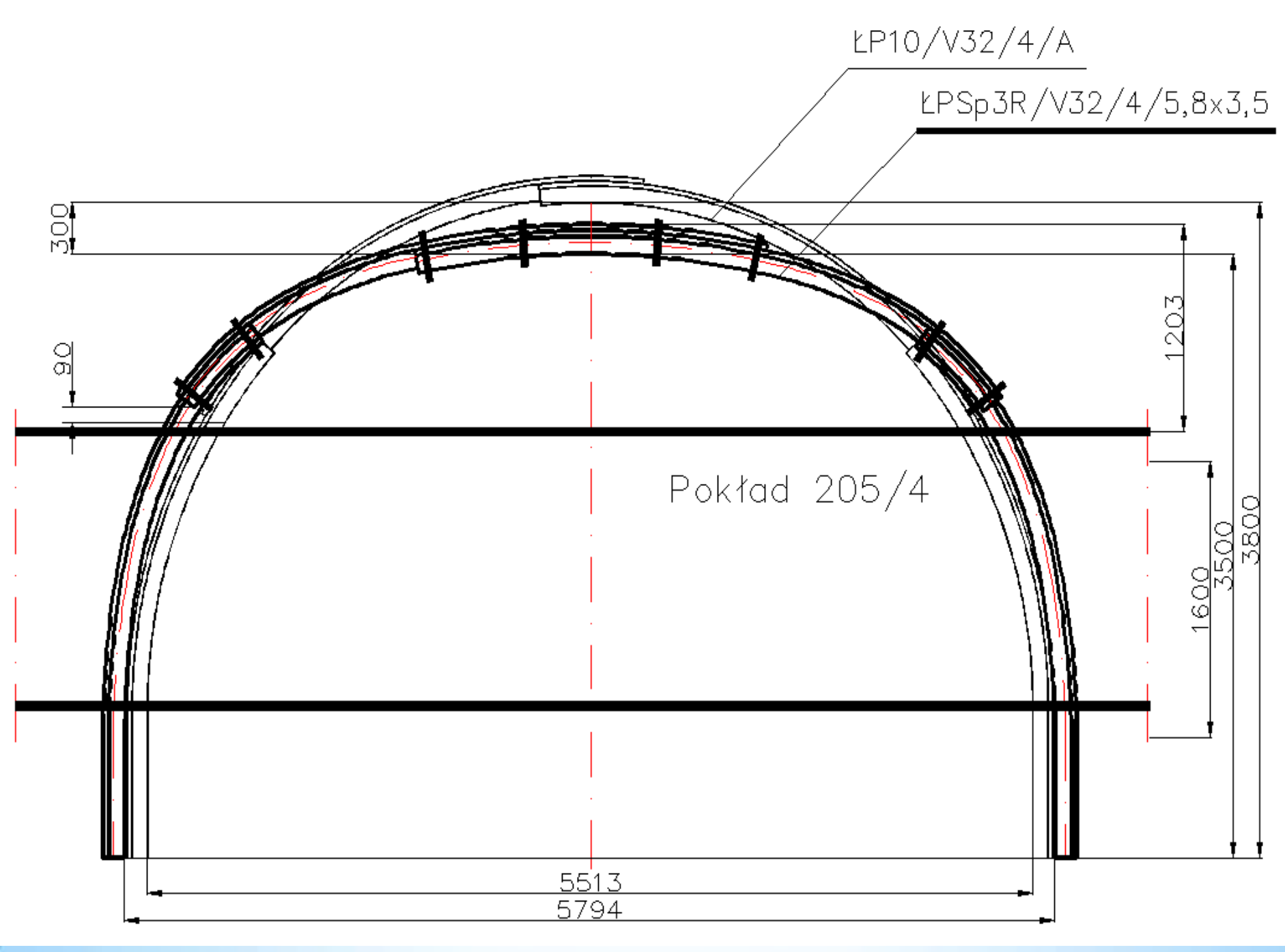
Solutions of Flatted Arch Support for an Entry Gallery

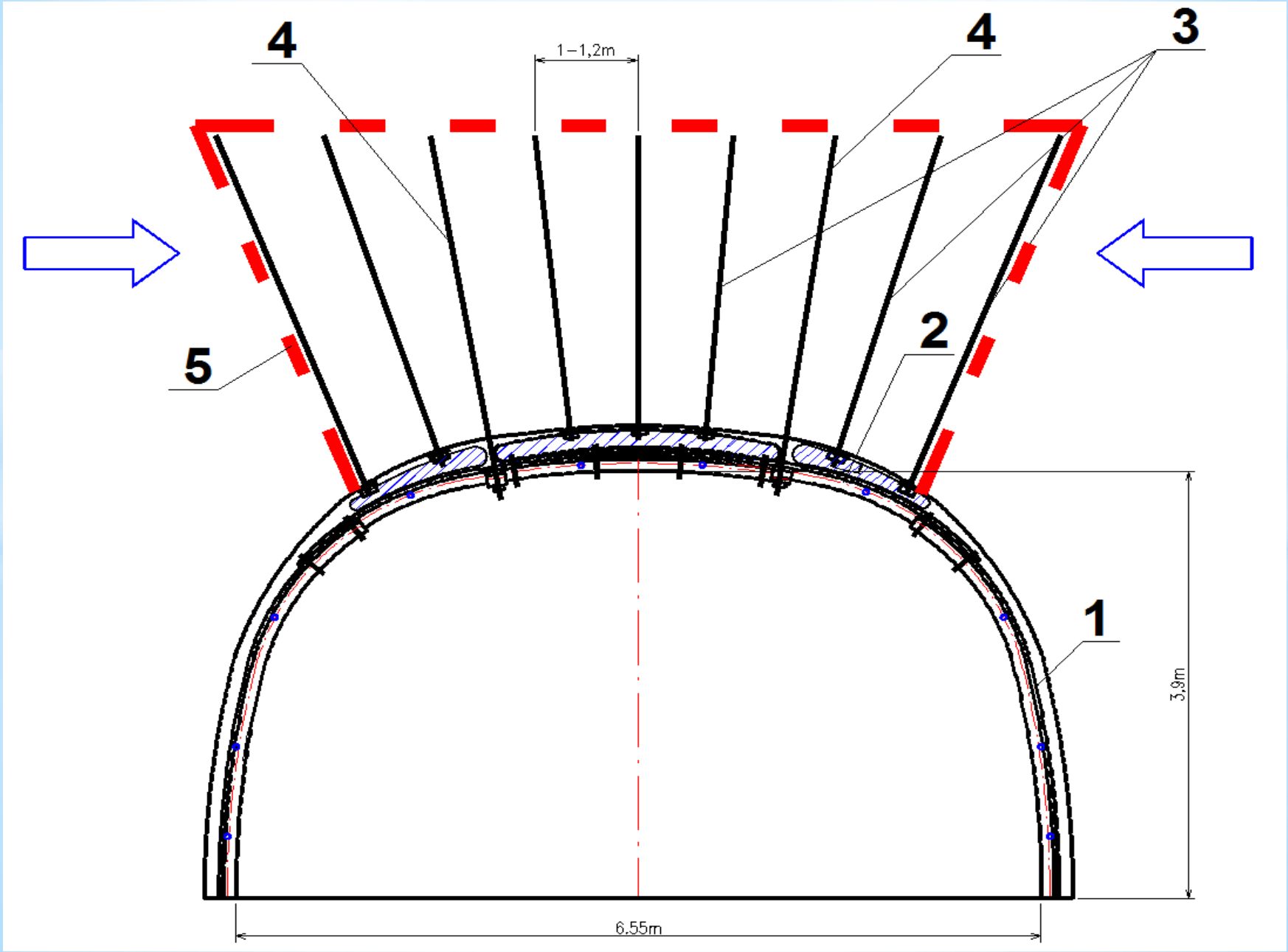
Flatted arch supports with construction type ŁPSp i ŁPSp3R have positive parameters of geometry, strength and maintain. Analyses and maintained experiences show practically possibilities of using it in areas set-up entries and entries as well. Effective solutions and application of flatter arch support according to current used with alternatives ways of design standard solutions of arches type LP should any time for choosing right and optimal solutions included costs and safety.

Rozwiązanie obudowy spłaszczonej dla chodników przyścianowych

Piotr GŁUCH –*Politechnika Śląska, Gliwice*
Damian GIZA –*Jennmar International*
Marian KUCZ – *KW SA Oddział „PIAST”*,
Tomasz ŚPIEWAK – *KW SA Oddział „PIAST”*,
Krzysztof KRASUCKI – *KW SA Oddział „PIAST”*,


3
4
1
2
L1
Cst
Coc
R1
R3
R2
R2
R3
R3
R1
R1
L2
W
Z
S


ŁP10/V32/4/A
ŁPSp3R/V32/4/5,8x3,5
300
90
1203
Pokład 205/4
1600
3500
3800
5513
5794


4
1–1,2m
4
3
5
2
1
3,9m
6,55m

Stosowanie betonu natryskowego do wzmacniania obudowy stalowej podporowej

Piotr Głuch
Politechnika Śląska, Gliwice

Grzegorz Brudny
JSW S.A. KWK „Pniówek", Pawłowice

Tomasz Śledź, Adam Ratajczak
JSW S.A. KWK „Knurów-Szczygłowice", Knurów

Tomasz Śpiewak
KW S.A. Oddział KWK „Piast", Bieruń

Wojciech Lekan
LW „Bogdanka" S.A.

STRESZCZENIE: Beton natryskowy jest korzystnym tworzywem konstrukcyjnym stosowanym powszechnie w budownictwie podziemnym. W górnictwie beton natryskowy jest wykorzystywany jako element obudowy indywidualnej (betonowej lub kotwiowo-betonowej) lub zespolonej z konstrukcją obudowy podporowej wykonanej najczęściej z odrzwi podatnych. W artykule przedstawiono stosowanie w budownictwie górniczym betonu natryskowego do wzmocnienia obudowy stalowej podporowej uwzględniając doświadczenia praktyczne jego wykorzystania.

SŁOWA KLUCZOWE: Eksploatacja, obudowa, wzmocnienie obudowy, beton natryskowy

1. WSTĘP

Wzmacnianie obudowy i górotworu betonem natryskowym wraz z prowadzeniem zabiegów iniekcyjnych należą do najczęściej stosowanych rozwiązań w górnictwie podziemnym.

Beton natryskowy może być wykonywany jako:

- nanoszony bezpośrednio na odsłonięty ocios wyrobiska tak, aby wytworzyć konstrukcyjną warstwę przenoszącą obciążenie od strony górotworu,
- nanoszony na wykonane wcześniej obudowy podporowe dla ich wzmocnienia przy równoczesnej ochronie korozyjnej lub zapewnienie szczelności przed migracją powietrza i gazów.

Wraz z betonem natryskowym mogą być wykonywane wzmocnienia obudowy poprzez:

- zabudowę kotwi w górotworze,
- zabudowę siatek zgrzewanych na obwodzie wyrobiska,
- zabudowę siatek zgrzewanych na obwodzie wyrobiska powiązanych z kotwiami,
- przeprowadzenie zabiegów iniekcji górotworu poprzez kotwie lub niezależnie.

Do kierunków stosowania wzmocnienia górotworu i obudowy z betonu natryskowego lub ochrony i wzmocnienia obudowy podporowej opracowano szereg nowoczesnych rozwiązań jak:

- obudowa podporowa z betonem natryskowym, iniekcją i kotwiami wraz z sposobem jej wykonania,
- indywidualne wzmocnienie skorodowanego przekroju kształtownika obudowy podporowej na jej obwodzie,
- wielowarstwowa obudowa betonu natryskowego o zróżnicowanej wytrzymałości i konstrukcji.

2. STOSOWANE SPOSOBÓW WZMOCNIENIA OBUDÓW PODPOROWYCH

Stosowane wzmocnienia obudów podporowych, a tym samym zwiększenie stateczności wyrobiska może być realizowane w różnorodny sposób. Podstawowe rodzaje sposobów wzmocnienia obudów podporowych i wyrobiska podano w tablicy 1.

Tabela 1. Rodzaje sposobów wzmocnienia obudów podporowych i wyrobiska
Table 1. The methods of reinforcements of supports and excavations

Lp.	**Nazwa**	**Uwagi do zastosowania**
1.	Przebudowa wyrobiska	Rozwiązanie zalecane przy dużej deformacji odrzwi i konieczności zwiększenia przekroju
2.	Zabudowa dodatkowych odrzwi	Przy braku deformacji wyrobiska i rozstawie obudowy wzmocnionej ≥0,75 m
3.	Wzmocnienie przez podbudowę nowej obudowy	Możliwość zastosowania przy spełnieniu wymogu wielkości funkcjonalnego przekroju
4.	Wymiana pojedynczych łuków odrzwi obudowy	Możliwe do zrealizowania przy wyraźniej niesymetrycznej korozji odrzwi
5.	Wzmacnianie obudowy przez wykonanie torkretu	Rozwiązanie stosowane przy korozji sumarycznej większej od 4 mm na kształtowniku – odrzwia nie mogą być zdeformowane
6.	Wzmocnienie obudowy przez wykonanie kotwienia wzmacniającego	Przy zachowanym przekroju i kształcie obudowy przykotwienie np. poprzez podciągi pozwala wzmocnić odrzwia w analogii do dodatkowego podparcia
7.	Zastosowanie kotwienia i torkretowania	Łączne zastosowanie sposobów według punktu 5 i 6
8.	Stabilizacja odrzwi obudowy podciągami podbudowanymi stojakami podporowymi	Mechaniczne wzmocnienie możliwe do szybkiego wykonania
9.	Wykonanie wieloboku drewnianego pod odrzwiami	Rozwiązywanie wykonywane awaryjnie
10.	Wymiana okładzin lub zabudowa systemu naprawczego z siatek okładzinowych	Rozwiązanie pozwala przywrócić funkcje okładzin wyrobiska
11.	Torkretowanie obudowy wyrobiska z wykonaniem iniekcji wzmacniającej mleczkiem cementowym z ewentualnym kotwieniem	Rozwiązanie przeznaczone dla wyrobisk długotrwałych komór, wlotów szybowych, odcinków wyrobisk kapitalnych o specjalnym przeznaczeniu
12.	Przeprowadzenie kotwienia i iniekcji struktur skalnych wokół wyrobiska	W warunkach górotworu silnie zdegradowanego

W praktyce w zależności od warunków geologiczno-górniczych, stopnia deformacji obudowy, stopnia korozji, wymaganego czasu istnienia, wymaganej funkcjonalności oraz wymaganej szczelności należy zaprojektować właściwe rozwiązanie.

W wyrobisku górniczym w okresie użytkowania występuje szereg czynników prowadzących do zmian w konstrukcji do których należą:

- zmiany geometrii konstrukcji kształtu i wielkości przekroju,
- ubytki materiałowe występujące głównie wskutek korozji całej konstrukcji i jej elementów,
- zmiany własności materiałowych dotyczące zarówno materiału obudowy jak i otaczającego wyrobisko górotworu,
- zmiany schematu statycznego konstrukcji spowodowane między innymi korozją połączeń, podmyciem konstrukcji, zniszczeniem stabilizacji, zniszczeniem okładzin i wykładki za obudową.

Prowadzenie naprawy obudowy istniejącej lub wykonanie nowej obudowy musi uwzględniać powyższe czynniki, a wzmocniona konstrukcja powinna być przystosowana do aktualnych warunków geologiczno-górniczych.

3. STOSOWANIE BETONU NATRYSKOWEGO W POLSKICH KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO

Pod nazwą beton natryskowy lub torkret w krajowym budownictwie górniczym rozumiemy mieszaninę kruszywa, cementu, wody oraz środków przyśpieszających wiązanie bądź uszlachetniających, które w odpowiednich proporcjach, używając specjalnych urządzeń i sprężonego powietrza, natryskuje się na płaszczyznę naniesienia (górotwór).

W polskiej terminologii pojęcie baton natryskowy obejmuje:

- torkret; zaprawa natryskowa („beton piaskowy") o grubości ziaren ≤ 7 mm,
- beton natryskowy właściwy o grubości ziaren ≤ 30 mm.

Prowadzone badania wykazały, że cienkościenna warstwa batonu natryskowego szczelnie przylegająca do skał górotworu ma następujące zalety i własności:

- warstwa z betonu natryskowego przylegająca do górotworu na całym obwodzie ma bardzo dużą nośność, gdyż o jej zniszczeniu decydują naprężenia ścinające i ściskające, a w mniejszym stopniu rozciągające,
- cienkościenna warstwa betonu natryskowego ma stosunkowo zwiększoną odkształcalność w stosunku do betonu monolitycznego,
- znaczna przyczepność betonu natryskowego do górotworu pozwala na utrzymywanie pierwotnego kąta tarcia wewnętrznego górotworu i tym samym warstwa betonu natryskowego wciąga górotwór do współpracy w utrzymywaniu stateczności wyrobiska,
- wykonywanie obudowy nie wymaga stosowania odeskowania,
- zastosowana jako obudowa wstępna wchodzi następnie w skład obudowy ostatecznej.

Niezbrojoną cienkościenną warstwę betonu natryskowego lub zaprawy cementowej (torkret) o grubości do 3 cm uważa się na ogół za warstwę izolacyjną. Może ona stanowić również obudowę wstępną o stosunkowo krótkim czasokresie zabezpieczenia wyrobiska.

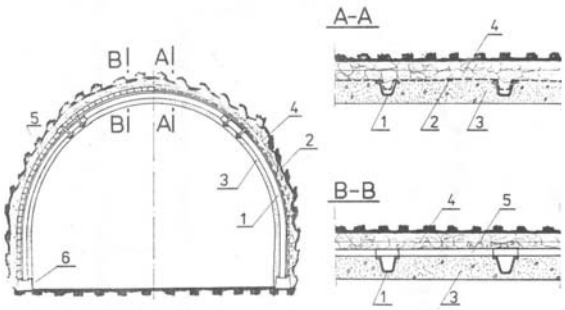
Obudowa z betonu natryskowego składa się z siatki zbrojeniowej oraz warstwy betonu natryskowego o grubości $g = 5 \div 20$ cm. Siatka zbrojeniowa może być mocowana drutem zabetonowanym w czasie wyrównywania wyrw lub do kołków wstrzeliwanych w górotwór za pomocą specjalnego urządzania (pistoletu). Beton natryskowy w zależności od metody i technologii wykonania może posiadać wytrzymałość $R_w = 20 \div 70$ MPa.

W zależności od technologii wykonania obudowy podporowej z warstwą betonu natryskowego wyróżnia się kilka ich rodzajów [1, 2, 6]:

- ***obudowa ŁP usztywniona betonem natryskowym - typ obudowy „SB-1” (rys. 1):***

Wzmocnienie stalowej obudowy łukowej następuje w wyniku działania szeregu czynników, z których najważniejszymi są:

- poprawienie warunków podparcia odrzwi i związana z tym zmiana rozkładu działającego obciążenia,
- częściowe scalenie wykładki kamiennej oraz odizolowanie górotworu od wpływów atmosfery kopalnianej,
- usztywnienie odrzwi w kierunku poprzecznym i zabezpieczenie ich przed wyboczeniem,
- podporność warstwy betonowej.



Rys. 1. Obudowa stalowo-betonowa SB-1 (obudowa ŁP usztywniona betonem natryskowym): 1 - odrzwia obudowy stalowej, 2 - okładzina z siatki stalowej, 3 - beton natryskowy, 4 - wykładka kamienna, 5 - okładziny żelbetowe, 6 - stopy podporowe

Fig. 1. Steel-concrete support SB-1 (ŁP support stiffened by shotcrete): 1 - steel arch, 2 - steel mesh lining, 3 - shotcrete, 4 - stone lining, 5 - ferroconcrete lining, 6 - base of support

- ***obudowa stalowo-betonowa z odrzwiami łukowymi ŁP-„SB-2”:***

Konstrukcja obudowy „SB-2” składa się z obudowy wstępnej i uzupełniającej. Podstawowym elementem obudowy uzupełniającej są stalowe odrzwia z łuków korytkowych posadowione na stopach podporowych. W normalnym wykonaniu składa się ona poza stalowymi odrzwiami z warstwy betonu natryskowego o grubości 10 ÷ 15 cm i stalowej siatki zbrojeniowej, zamocowanej do odrzwi od wewnętrznej strony wyrobiska. W korzystnych warunkach górniczo-geologicznych wystarcza na ogół usztywnienie stalowych odrzwi betonem natryskowym i zapewnienia im właściwego przylegania do obudowy wstępnej.

W konstrukcji obudowy stalowo-betonowej „SB-2” wyeliminowano stosowanie wykładki kamiennej, przy czym mechaniczne narzucanie masy betonowej zapewnia ścisłe przyleganie betonu natryskowego do obrysu wyłomu.

- ***obudowa stalowo-betonowa z łukami kratowymi „SB-3”:***

W rozwiązaniu obudowy „SB-3” współpracę z betonem wykazują łuki kratowe wykonane z prętów stalowych spawane w przestrzenną kratownicę, które przy zachowaniu identycznej wytrzymałości w stosunku do pełnego profilu kształtownika V są znacznie od niego lżejsze. Przy występowaniu wszechstronnego ciśnienia górotworu obudowy wykonywane są o kształcie zamkniętym.

- ***obudowa stalowo-betonowo-kotwiowa „SBK”:***

Konstrukcja obudowy stalowo-betonowo-kotwiowej (SBK) składa się z kotwi stalowych spinających górotwór wokół wyrobiska, siatki zgrzewanej łączącej kotwie, odrzwi stalowych z siatką na obudowie związanych betonem natryskowym układanym warstwami na obudowę.

4. PRZYKŁADY DEFORMACJI I ZNISZCZEŃ OBUDOWY PRZY STOSOWANIU BETONU NATRYSKOWEGO

Przykłady deformacji i zniszczeń obudowy z zastosowaniem betonu natryskowego przedstawiono na rysunku 2.



Rys. 2. Przykłady występujących deformacji i zniszczeń obudów typu SB-1 (nanoszenie betonu na wcześniej wykonane odrzwia stalowe) a - przegięcia kształtownika, b - odpadanie betonu, c - deformacja i zniszczenia na ociosie, d - deformacja przekroju, e - zaciśnięcie przekroju, f - złamane łuki stropnicowe, g - pustka za odrzwiami, h - niezwiązana wykładka kamienna, i - złamane łuki z odpadniętym betonem

Fig. 2. The examples of deformation and destruction of SB-1 support (application of concrete on previously made steel arch), a - inflection of the profile, b - detachment of concrete, c - deformation and destruction of the side wall, d - deformation of the cross section, e - clamping of the cross section, f - break of the steel profile in the roof of excavation, g - avoid behind lining, h - a loose stone lining, i - broken arches with detachment of concrete

Przyczyną występowania zróżnicowanych deformacji i zniszczeń obudów stalowo-betonowych typu SB-1są czynniki geologiczne, techniczne i technologiczne.

Praktyka dowiodła jednak, że nie są znane przypadki nagłej utraty stateczności wyrobiska wykonanego w obudowie stalowo-betonowej typu SB-1.

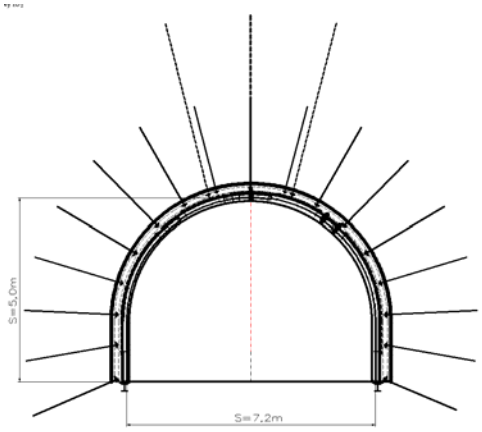
5. POPRAWA SYSTEMÓW STOSOWANIA WZMOCNIENIA OBUDOWY PODPOROWEJ BETONEM NATRYSKOWYM

Poprawę systemów stosowania wzmocnienia obudowy podporowej betonem natryskowym w zależności od warunków geologiczno-górniczych może być osiągnięta przez:

- ***wzmocnienie odrzwi podporowych zapewniających stateczność wyrobiska za pomocą warstwy betonu natryskowego z wykonaniem iniekcji pustek i wykładki kamiennej z alternatywnym stosowaniem kotwienia wzmacniającego iniekcyjnego:***

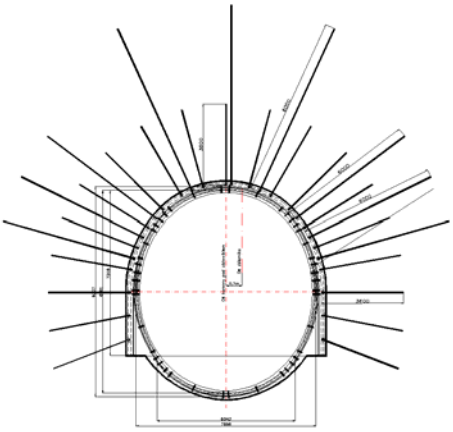
W tym rozwiązaniu na odrzwia jest nanoszona warstwa betonu o grubości minimum 5 cm stanowiąca szczelną warstwę z zabudowanymi na obwodzie rurkami iniekcyjnymi. Po stwardnieniu betonu rurki są wykorzystane do prowadzenia iniekcji mleczkiem cementowym za obudowę podając go z dołu do góry z kontrolą wypływu. Mleczko cementowe wypełnia pustki i łączy wykładkę kamienną w jedną całość.

Poprzez otwory iniekcyjne mogą być osadzane kotwie iniekcyjne, przez co uzyskujemy wzmocnienie otaczającego górotworu. Rozwiązanie w wersji specjalnej zastosowano w kopalni „Bogdanka" dla zapewnienia stateczności wielkogabarytowych komór nad i pod zbiornikiem retencyjnym (rys. 3 i 4) [3].



Rys. 3. Komora załadowcza w obudowie stalowo-betonowo-kotwiowej iniekcyjnej SWBKI [3]

Fig. 3. The loading chamber supported by steel arch, concrete lining and injection bolts SWBKI [3]



Rys. 4. Komora wyładowcza o kształcie eliptycznym w obudowie stalowo-betonowo-kotwiowej iniekcyjnej SWBKI [3]

Fig. 4. The discharge chamber in elliptical shape supported by steel arch, concrete lining and injection bolts SWBKI [3]

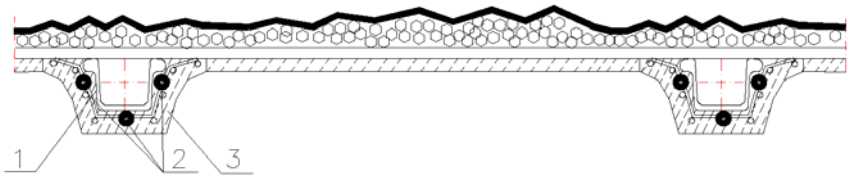
Opracowany system określono nazwą:

- obudowa SBI - obudowa stalowo-betonowa z iniekcją,
- obudowa SBKI - obudowa stalowo-betonowo-kotwiowa z iniekcją.

Właściwe wykonanie obudowy SBKI pozwala zapewnić pełną izolację wszystkich elementów konstrukcji obudowy nie narażając ją na korozję.

- ***indywidualne wzmocnienie skorodowanych odrzwi podporowych betonem natryskowym z prętami zbrojeniowymi typu gnomaty:***

Przy znacznych długościach wyrobisk o długim czasie istnienia 20, 30 lat odrzwia obudowy ulegają korozji przy zachowanym ich kształcie i wielkości przekroju wyrobiska. W stosunku do ciągłego nakładania betonu natryskowego na całym obwodzie wyrobiska alternatywnym rozwiązaniem może być projektowany w kopalni „Piast" system wzmocnienia odrzwi przez zazbrajanie prętami stalowymi lub z tworzywa sztucznego z dodatkową siatką i zabetonowane (pokrycie betonem natryskowym). Dodatkowe zbrojenie z prętami na obwodzie odrzwi powinno równoważyć ubytki przekroju kształtownika często silnie skorodowanego. Między odrzwiami stosuje się warstwę betonu natryskowego o grubości 2 ÷ 3 cm. Rozwiązanie pozwala odtworzyć nośność odrzwi i równocześnie zmniejszyć ilość stosowanego betonu natryskowego. System indywidualnego wzmocnienia skorodowanej obudowy z odrzwi stalowych określono nazwą ŁP-WSBN - obudowa podporowa wzmocniona wkładkami stalowymi i warstwą betonu natryskowego. Przekrój przez wzmocnioną obudowę ŁP-WSBN przedstawiono na rysunku 5.



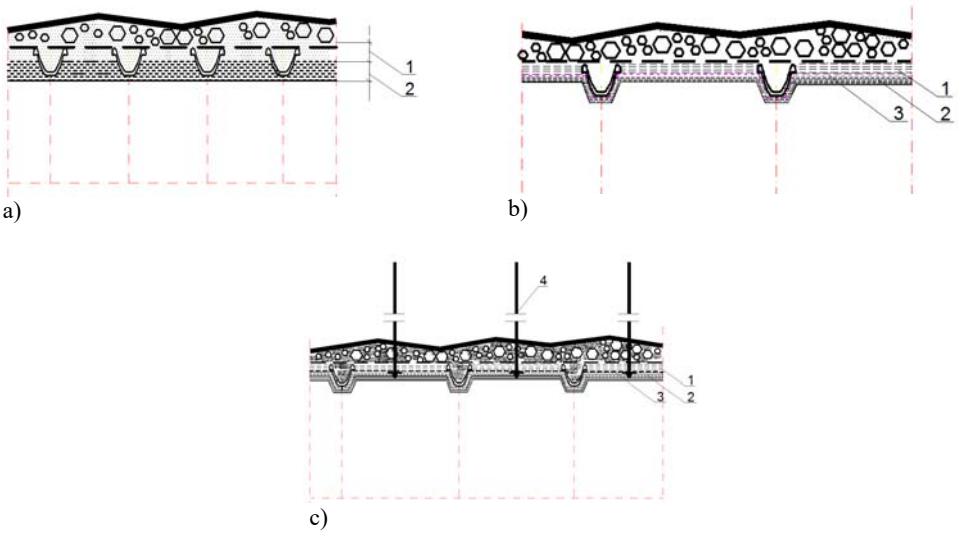
Rys. 5. Obudowa ŁP-WSBN: 1 - przekrój przez łuk, 2 - zbrojenie, 3 - beton natryskowy
Fig. 5. ŁP-WSBN support:1 - cross section of steel arch, 2 - reinforcement, 3 - shotcrete

- ***wielowarstwowe powłoki betonu natryskowego nanoszone na odrzwia stalowe:***

System wielowarstwowej powłoki betonu natryskowego nanoszonego na odrzwia stalowe praktycznie został zastosowany w kopalni „Bogdanka" dla odtworzenia nośności wyrobiska w którym stwierdzono zwiększoną korozję obudowy powstałą od długotrwałego okresu jej użytkowania. System obudowy określony nazwą SBWw - stalowo-betonowa wielowarstwowa wykorzystuje możliwości nakładania na przekrój wyrobiska betonu natryskowego o różnych właściwościach:

- wytrzymałość od 20 MPa do 70 MPa, np. TW 40, TW 40w, TW 70 firmy Cover [7], DRIMS40, DRITOR-70, DRITOR-70WS firmy Drilling [8],
- betonu z fibrowkładkami stalowymi lub polipropylenowymi TW 40w,
- betonu natryskowego z zabudowanymi siatkami zbrojeniowymi,
- beton natryskowy z zabudowanymi siatkami wiążącymi dla zabezpieczenia betonu przed opadami przy jego spękaniu przy zwiększonych obciążeniach.

W systemach obudowy SBWw może być stosowane kotwienie, które wykonane po nałożeniu pierwszej warstwy jest zabezpieczone przed korozją drugą warstwa betonu natryskowego. Przykładowe rozwiązania obudów SBWw bez i z kotwiami przedstawiono na rysunku 6.

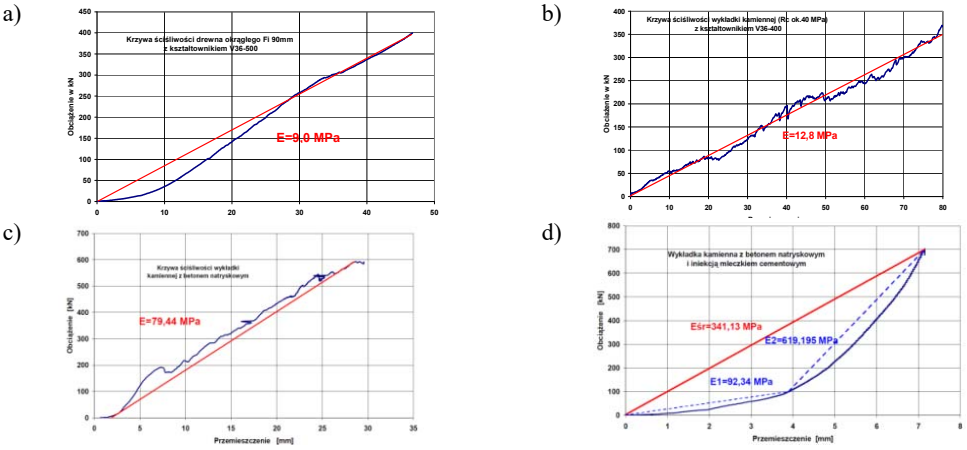


Rys. 6. Obudowa wielowarstwowa SBWw: a - dwie warstwy betonu natryskowego, b - dwie warstwy betonu natryskowego z siatką wiążącą z włókien bazaltowych, c - obudowa dwuwarstwowa z kotwiami SBKWw z siatką wiążącą

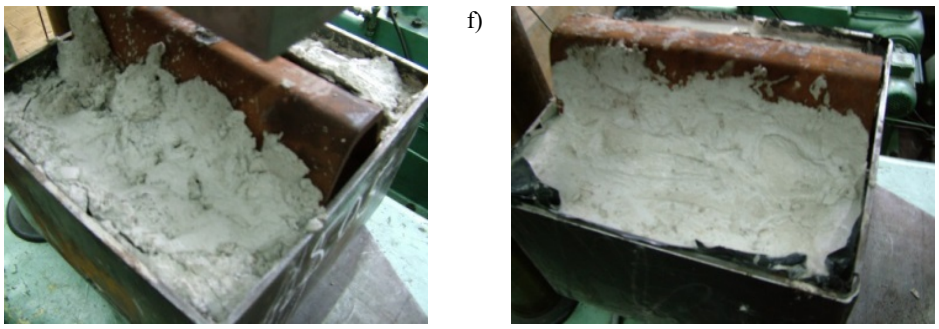
Fig. 6. Multilayer support SBWw: a - two layers of shotcrete, b - two layers of shotcrete with mesh binding of basalt fiber, c - two layers support with bolts SBKWw and binding mesh

6. BADANIA WZMOCNIENIA OBUDOWY BETONEM NATRYSKOWYM I INIEKCJĄ

Możliwość wzmocnienia obudowy podporowej typu ŁP betonem natryskowym z iniekcją i uzyskanie tzw. konstrukcji SBI lub SBKI pozwala znacznie poprawić parametry współpracy obudowy z górotworem. Istotnym elementem w wykorzystaniu nośności obudowy podporowej jest zastosowanie wykładki za obudową o dużym module ściśliwości zapewniającym małe odkształcenia i uzyskanie w konstrukcji stalowej małych momentów zginających. Wpływ rodzaju wykładki na wielkość modułu ściśliwości przeprowadzono w badaniach stanowiskowych (rys. 7). Wyniki badań w postaci wykresu słupkowego przedstawia rysunek 8 [4].

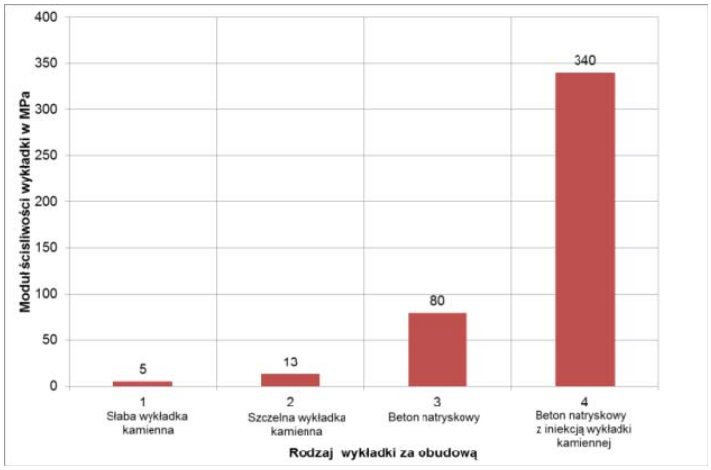


e) f)



Rys. 7. Badania ściśliwości wykładki za obudową: a - wykładka drewniana, b - wykładka kamienna, c - wykładka kamienna z warstwą betonu natryskowego, d - wykładka kamienna z warstwą betonu natryskowego i iniekcją mleczka cementowego, e - widok skrzyni 400 x 400-250 mm z kształtownikiem V32 z warstwą betonu natryskowego, f - widok skrzyni 400 x 400-250 mm z kształtownikiem V32 z warstwą betonu natryskowego i iniekcją wykładki kamiennej.

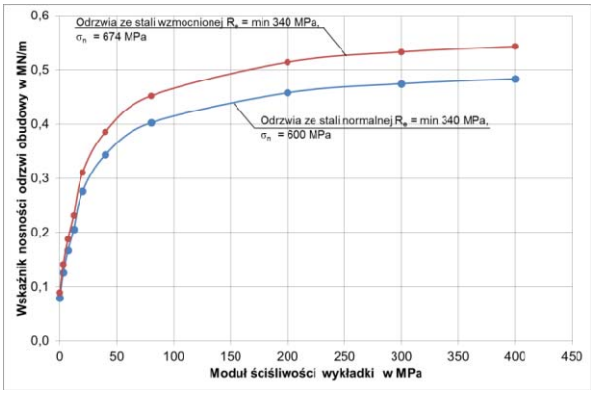
Fig. 7. Testing of lining compressibility: a - wooden lining, b - stone lining, c - stone lining with layer of shotcrete, d - stone lining with layer of shotcrete and injection of cement wash, e - the testing box 400 x 400-250 mm with profile V32 and layer of shotcrete, f - the testing box 400 x 400-250 mm with profile V32 layer of shotcrete and injection of stone lining



Rys. 8. Słupkowe wykresy modułu ściśliwości wykładki za obudową

Fig. 8. Bar graphs of compressibility modulus of lining behind support

Wzrost modułu ściśliwości wykładki z betonem natryskowym wynosi około 6 razy, a z betonem natryskowym z iniekcją około 26 razy w stosunku do wykładki kamiennej. Kształtowanie się wskaźnika nośności odrzwi obudowy ŁP10/V32/4/A przy różnej wartości modułu ściśliwości wykładki określonej w zależności naprężeń granicznych i maksymalnych przedstawiono na rys. 9. Uproszczone obliczenia pozwalają stwierdzić, że uzyskuje się korzystny wzrost podporności obudowy. Korzystne możliwości wzmocnienia górotworu w postaci kotwienia betonu natryskowego z zabudową obudowy panelowej zrealizowano w zbiorniku retencyjnym KWK „Pniówek" [6].



Rys. 9. Wskaźniki nośności W_n odrzwi obudowy ŁP10/V32/4/A przy różnym module ściśliwości wykładki za obudowę
Fig. 9. Load capacity index W_n of arch support ŁP10/V32/4/A at different compressibility modulus of lining behind support

PODSUMOWANIE

Praktyka górnicza, doświadczenia przy stosowaniu i badania stanowiskowe dowodzą potrzeby zastosowania nowoczesnego podejścia do stosowania betonu natryskowego jako wzmocnienia obudów podporowych stosowanych powszechnie w kopalniach węgla kamiennego.

Teoretycznie istnieje konieczność stworzenia systemu obudowy w którym elementem nośnym będzie górotwór w którym wykonane jest wyrobisko w obudowie podporowej z betonem natryskowym.

Rozwiązania obudów o skróconych nazwach:

- SBI, SBKI - stalowo-betonowa-iniekcyjna, stalowo-betonowo-kotwiowa-iniekcyjna,
- ŁP-WSBN - obudowa podporowa wzmocniona wkładkami stalowymi na obwodzie z betonem natryskowym,
- SBWw - obudowa stalowo-betonowa wielowarstwowa z warstwami o różnej wytrzymałości,

stanowią podstawę nowoczesnego podejścia do zagadnień wzmacniania wyrobisk i górotworu dla zapewnienia im długotrwałej stateczności.

Istnieje możliwość dostosowania rozwiązania obudowy do warunków geologiczno-górniczych uzyskując poprawę stateczności wyrobiska oraz izolacyjności konstrukcji obudowy podporowej stalowej jak i górotworu.

LITERATURA

[1] Chudek M. 1975: Obudowa wyrobisk górniczych. Część 1 Obudowa wyrobisk korytarzowych i komorowych. Wydawnictwo Śląsk.
[2] Chudek M., Głuch P., Szczepaniak Z. 1988: Drążenie wyrobisk korytarzowych. Wydanie 2. Gliwice, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej.
[3] Głuch P., Lekan W. 2010 i 2012: Projekt techniczno technologiczny zbiorników retencyjnych 1fS, do 5fS dla LW S.A. „Bogdanka" – niepublikowane.

[4] Głuch P. 2012: Badania stanowiskowe wykładki za obudową górniczą. Katedra Geomechaniki, Budownictwa Podziemnego i Zarządzania Ochroną Powierzchni. Praca własna.
[5] Głuch P. 2014: Projekt techniczny obudowy zbiornika retencyjnego II na poz. 830 w KWK „Pniówek" – niepublikowane.
[6] Rułka K., Mrowiec Z., Stochel W. 1994: Przegląd i kierunki rozwoju obudowy wyrobisk korytarzowych i komorowych w kopalniach węgla kamiennego część I. Obudowy powłokowe dla wyrobisk korytarzowych i komorowych. Monografia nr 800. Prace GIG.
[7] www.koag.pl
[8] www.drillings.eu

Use of Shotcrete for Reinforcement Steel Arch Support

Shotcrete is a preferred construction material commonly used in underground construction. In mining shotcrete is used as part of individual lining (only concrete lining or concrete lining with bolts) or combined with support structure the most often made of flexible steel arch. The article presents the use of shotcrete in mining construction to reinforcement the steel arch support having regard to practical experience of its use.

60 LAT ROZWOJU I DOŚWIADCZENIA

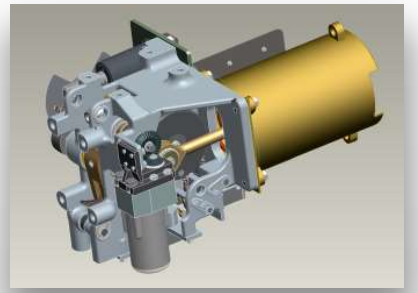
BADANIA TYPU WYŁĄCZNIKA WYSOKIEGO NAPIĘCIA W IZOLACJI GAZOWEJ TYPU EB-01 produkcji ELEKTROBUDOWA S.A.

SEP luty 2016

dr inż. Adam Gawłowski

OPTIMA 145





ROZDZIELNICA ZOSTAŁA ZAPROJEKTOWANA ZGODNIE Z NORMAMI

PN – EN 62271:203 – Wysokonapięciowa aparatura rozdzielcza i sterownicza: Rozdzielnice z izolacją gazową w osłonach metalowych na napięcia znamionowe wyższe niż 52kV

PN – EN 62271:100 – Wysokonapięciowa aparatura rozdzielcza i sterownicza: Wyłączniki wysokiego napięcia.

PN – EN 62271:102 – Wysokonapięciowa aparatura rozdzielcza i sterownicza: Odłączniki i uziemniki wysokiego napięcia prądu przemiennego.

PLANOWANE DANE ZNAMIONOWE ROZDZIELNICY

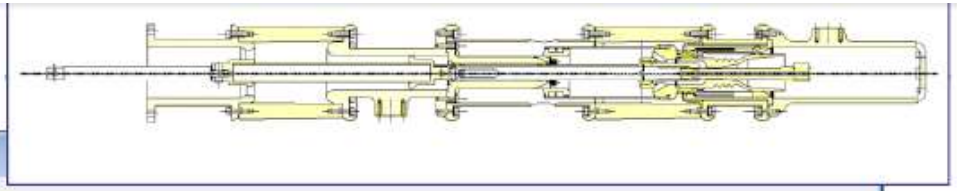
60 LAT ROZWOJU I DOŚWIADCZENIA

Parametr	J.m	Wartość
Napięcie znamionowe	**kV**	**123/ (145)**
Częstotliowść znamionowa	**Hz**	**50**
Prąd znamionowy	**A**	**2000/2500/3150**
Znamionowy prąd krótkotrwały wytrzymywany (Ik)	**kA/s**	**31,5/3 ; 40/3**
Czas trwania zwarcia (tk)	**s**	**3**
Znamionowy prąd szczytowy wytrzymywany (Ip)	**kA**	**80 ; 100**
Znamionowe napięcie wytrzymywane krótkotrwałe o częstotliwości sieciowej (Ud)	**kV**	**230 (między ziemią a fazą)** **265(wzdłuż przerwy izolacyjnej)**
Withstand voltage under zero pressure (5 min) / **Napięcie wytrzymywane przy zerowym ciśnieniu (5 min)**	**kV**	**109**
Znamionowe napięcie wytrzymywane udarowe piorunowe (Up) (1,2/50uS)	**kV**	**550 (między fazą a ziemią)** **630 (przez otwarte styki)**
Rated SF6 gas pressure/alarm value 20 st. C / **Ciśnienie znamionowe/ciśnienie alarmowe (dla 20 st.C)**	**MPa**	**0.6 (dla przedziału wyłącznikowego)** **0.5 (dla pozostałych przedziałów)**
moisture content of the SF6 gas / **wilgotność gazu**	**µL/L**	**przedział wyłącznikowy: <= 150** **pozostałe przedziały:<=250**
Partial Discharge / **Poziom wyładowań niezupełnych**	**pC**	**<=5**
Annual SF6 gas leakage ratio / **Roczny ubytek gazu**	**%/rok**	**<=0,5**
Radio interference level / **Poziom zakłóceń radiowych**	**µV**	**<=500**
Width of the bay / **Szerokość zestawu (pola)**	**m**	**0,8**

PLANOWANE DANE ZNAMIONOWE WYŁĄCZNIKA

Znamionowy prąd ciągły	A	3150
Znamionowy prąd krótkotrwały wytrzymywany	kA	31,5 ; 40
Znamionowy prąd szczytowy wytrzymywany	kA	80 ; 100
Ilość łączeń przy pełnym obciążeniu	times	20
Znamionowa sekwencja łączeniowa		O-0.3s-CO-180s-CO
Czas zamknięcia	ms	<90
Czas otwarcia	ms	<40
Minimalne ciśnienie gazu(20 st.C)	MPa	0,5
Typ mechanizmu napędowego		Spring operation mechanism
Trwałość mechaniczna		10000 (M2)
Closing/opening coils of CT26	V	Voltage (DC): 220 ; 110
Silnik mechanizmu napędowego	W	Power : 600W
		voltage(DC/AC)/current : 220V/2.3A

OKREŚLENIE CHARAKTERYSTYK KOMORY - GEOMETRIA



Nozzle and arcing contacts geometry

Data about nozzle and arcing contacts geometry

Nozzle geometry

Number of nozzle segment	1	Shift - left (mm)	0
Nozzle segment 1st radius (mm)	18	Nozzle segment upper limit (mm):	18.5
Nozzle segment 2nd radius (mm)	18		
Above the line?	Yes		
Nozzle segment length (mm)	108.1		

Add | Delete | Clear all

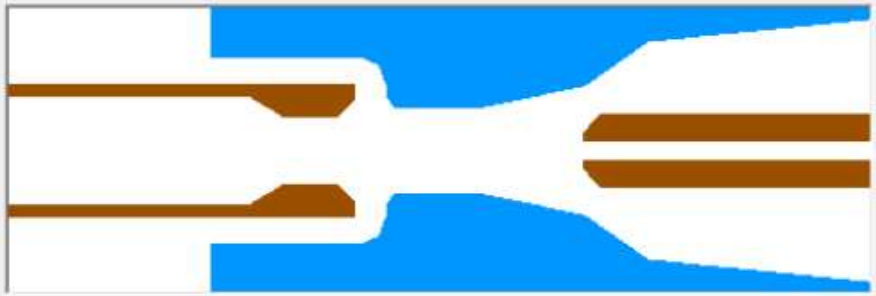
Nozzle geometry
1. 18, 18, 0, 108.1, 0, 18.5
2. 25, 25, 0, 47.5, 44.6, 37.5
3. 25, 22.8, 0, 5.3, 0, 37.5
4. 22.8, 17.5, 0, 2.2, 0, 37.5
5. 14.5, 11.5, 0, 3, 0, 37.5
6. 11.5, 11.5, 0, 26, 0, 37.5
7. 11.5, 17.3, 0, 33, 0, 37.5

Length A (mm)	63.5
Length B (mm)	58
Length C (mm)	26
Length D (mm)	108.1

Arcing contacts geometry

1st moving arcing contact length	108
1st moving arcing contact outside diameter	36
1st moving arcing contact inside diameter	18
2nd moving arcing contact diameter	19.7
Arcing contact penetration	38.5
Mechanical / electtrical difference 1st	0

Legend | Nozzle geometry

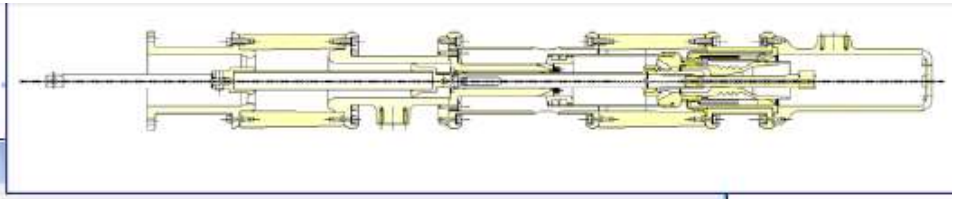


Phase A | Phase B | Phase C | Cls

Arcing contacts | Nozzle | Vaporized nozzle material

OK | Discret | Draw | Cancel

OKREŚLENIE CHARAKTERYSTYK KOMORY WYMIARY



Chambers

Characteristic data about the interrupter chambers

Volume of chambers

Compression chamber	0.001082	[m3]
Expansion chamber	0	[m3]
1st cooling chamber	0.0076	[m3]
2nd cooling chamber	0.00207	[m3]
3rd cooling chamber	0.00019	[m3]
Surrounding space	0.5	[m3]

Cross - sections between the volumes

S1 - 2nd cooling chamber and surrounding space	0.002295	[m2]
S2 - Compression and expansion chamber	0	[m2]
S3 - Compression and 1st cooling chamber	0	[m2]
S4 - 1st cooling chamber and surrounding space	0	[m2]
S5 - Nozzle and 2nd cooling chamber	0.00354	[m2]
S6 - 1st and 3rd cooling chamber	0.00248	[m2]
S7 - Nozzle and 3rd cooling chamber	0.000531	[m2]

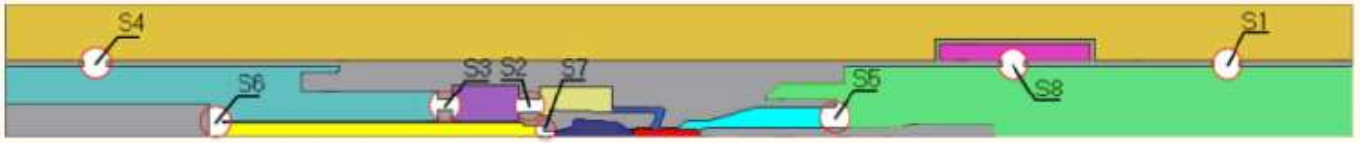
Notes: 1st nozzle space; 2nd nozzle space; 3rd nozzle space; 4th nozzle space

Other parameters

LV - Lief valve dp	10000000	[Pa]
RV - Relief valve dp	10000000	[Pa]
Compression to expanssion chamber valve dp	0	[Pa]
Compression chamber height in closed possition	0.16	[m]
Main nozzle outer wall cross - section	0.00411	[m2]

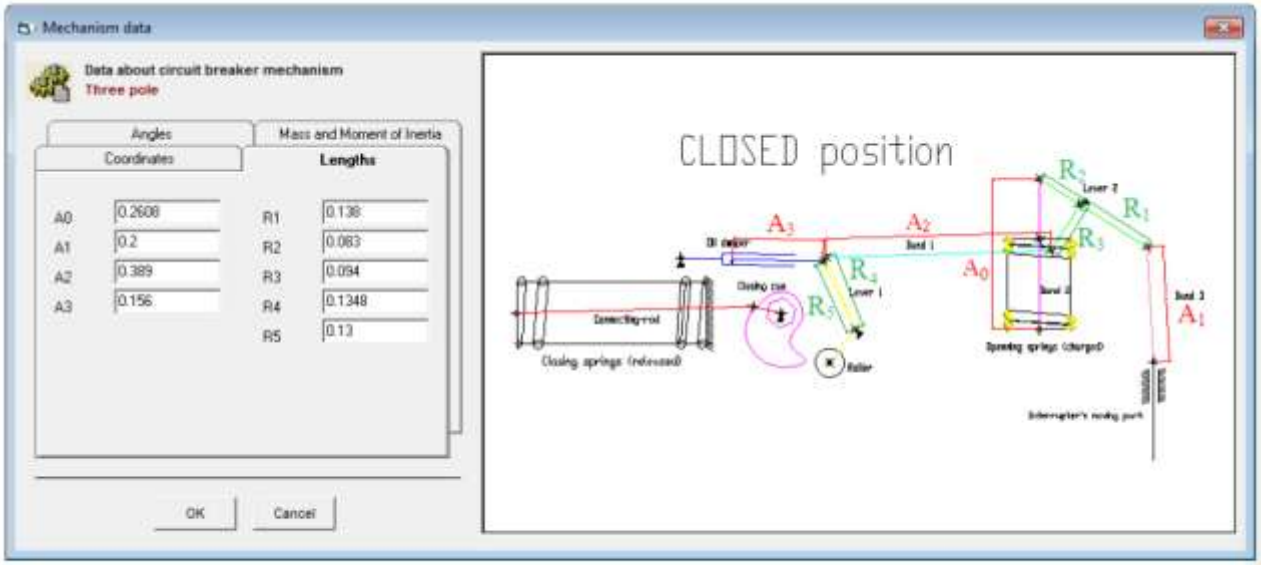
Parasitic cross sections

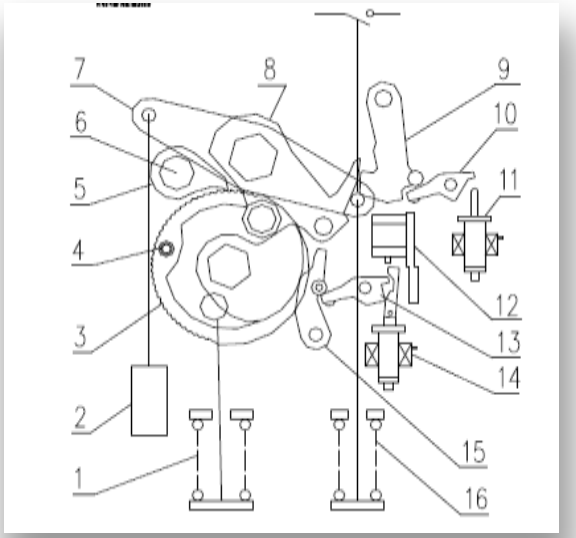
Between compression chamber and surrounding	0	[m2]
Between compression and expanssion chamber	0	[m2]
Between compression and 1st cooling chamber	0	[m2]
Between compression and 3rd cooling chamber	0	[m2]
Between output and 2nd cooling chamber	0	[m2]



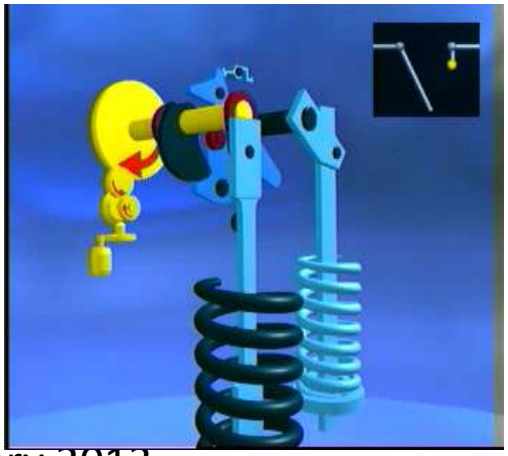
O K | Coefficients | Cancel

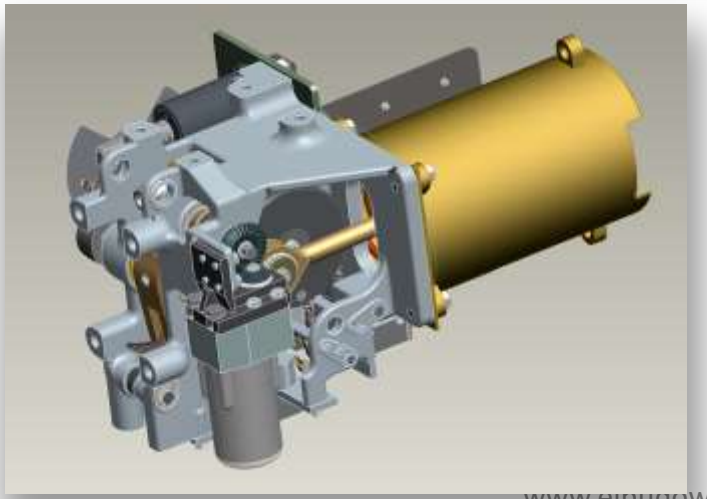
OKREŚLENIE CHARAKTERYSTYK NAPĘDU SPRĘŻYNOWEGO





Opening springs characteristics: $K = \frac{F_i}{X_i} = \frac{8733}{0.14} = 62376\ [\frac{N}{m}]$

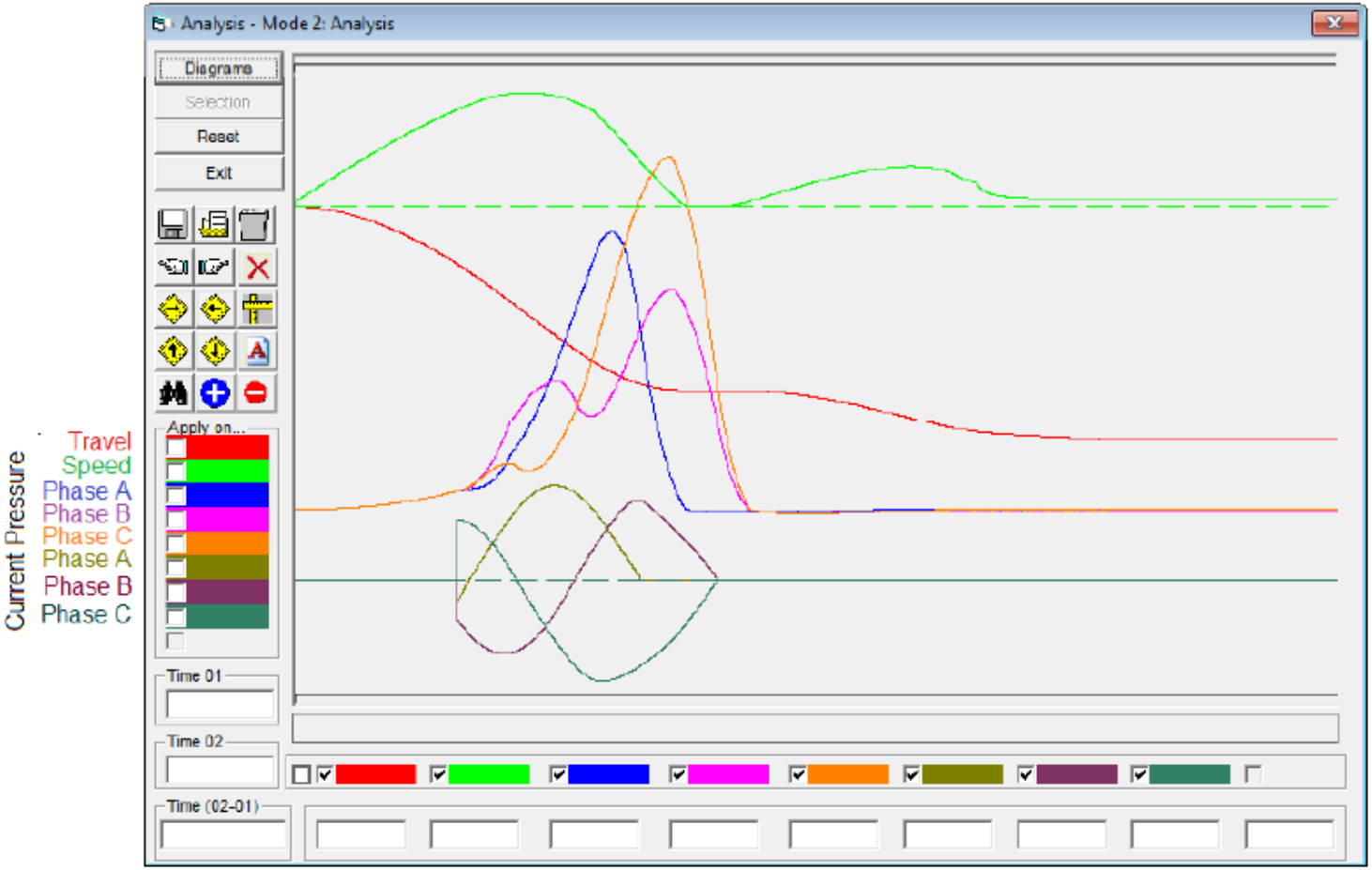




SYMULACJA PRÓBY ŁĄCZENIOWEJ: T100a – 40kA

Phase	Current [kA]	Arcing time [ms]	p %	Pressure at CZ [MPa]	Arcing contact distance at CZ [ms]	Remarks
A	40.2	12.3	14	2.41	79.8	
B	40.7	17.9	13	1.52	83.7	
C	40	17.4	27	1.9	83.7	

TEST NUMBER : 121130-5011 (check with 2300 J)



ANALIZA POLA ELEKTRYCZNEGO DLA IZOLATORA WSPORCZEGO WYŁĄCZNIKA EB-01

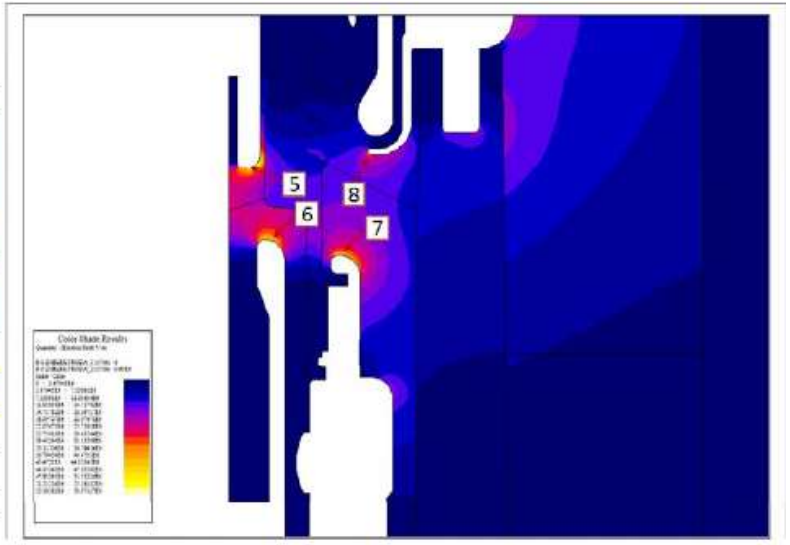


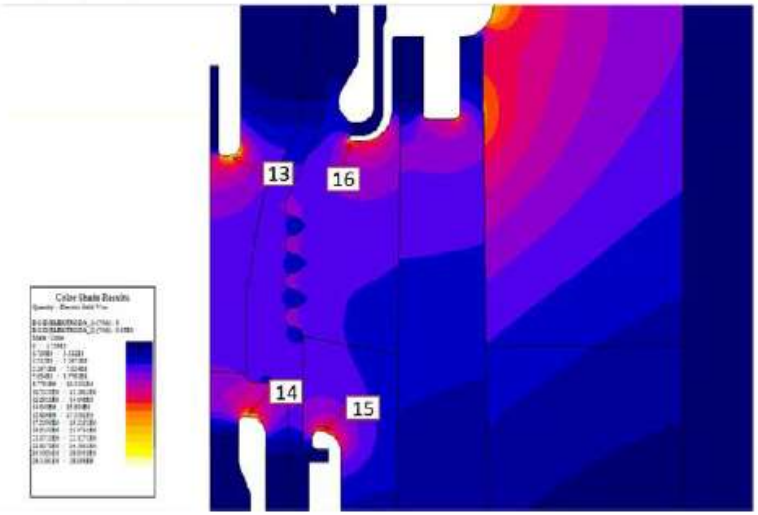
E_{max} in epoxy = 18.27 kV/mm

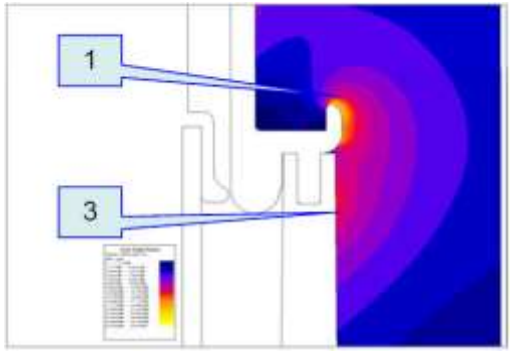
ANALIZA POLA ELEKTRYCZNEGO DLA KOLUMNY WYŁĄCZNIKA EB-01

60 LAT ROZWOJU I DOŚWIADCZENIA

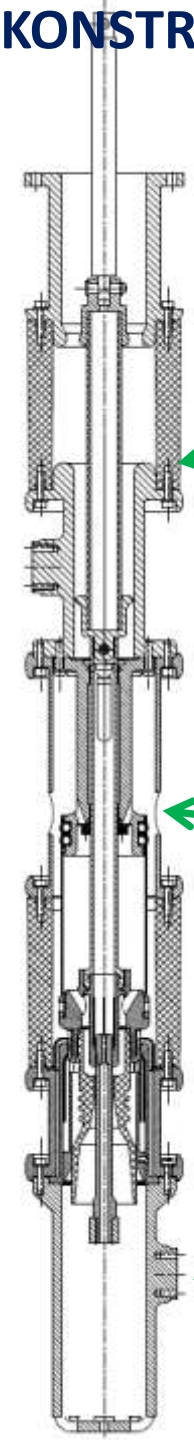
Voltage supply on stationary contact side				
Distance between arcing contacts (mm)	Emax on moving arcing contact (kV/mm)	Emax on stationary arcing contact (kV/mm)	Emax on moving main contact (kV/mm)	Emax on stationary main contact (kV/mm)
14	61.10	74.79	52.05	46.21
24	45.21 6	57.02 5	42.61 7	36.29 8
34	37.23	46.41	35.84	30.69
44	31.78	39.16	30.92	25.72
54	27.57	32.53	27.11	24.39
64	24.41	28.88	23.15	22.88
74	21.20	26.08	19.86	21.31
84	18.67 14	23.97 13	17.57 15	20.81 16
94	16.27	21.99	14.93	20.36
104	13.75	20.97	12.54	19.60
114	11.69	20.11	10.32	19.42







KONSTRUKCJA KOLUMNY WYŁĄCZNIKA
EB - 01

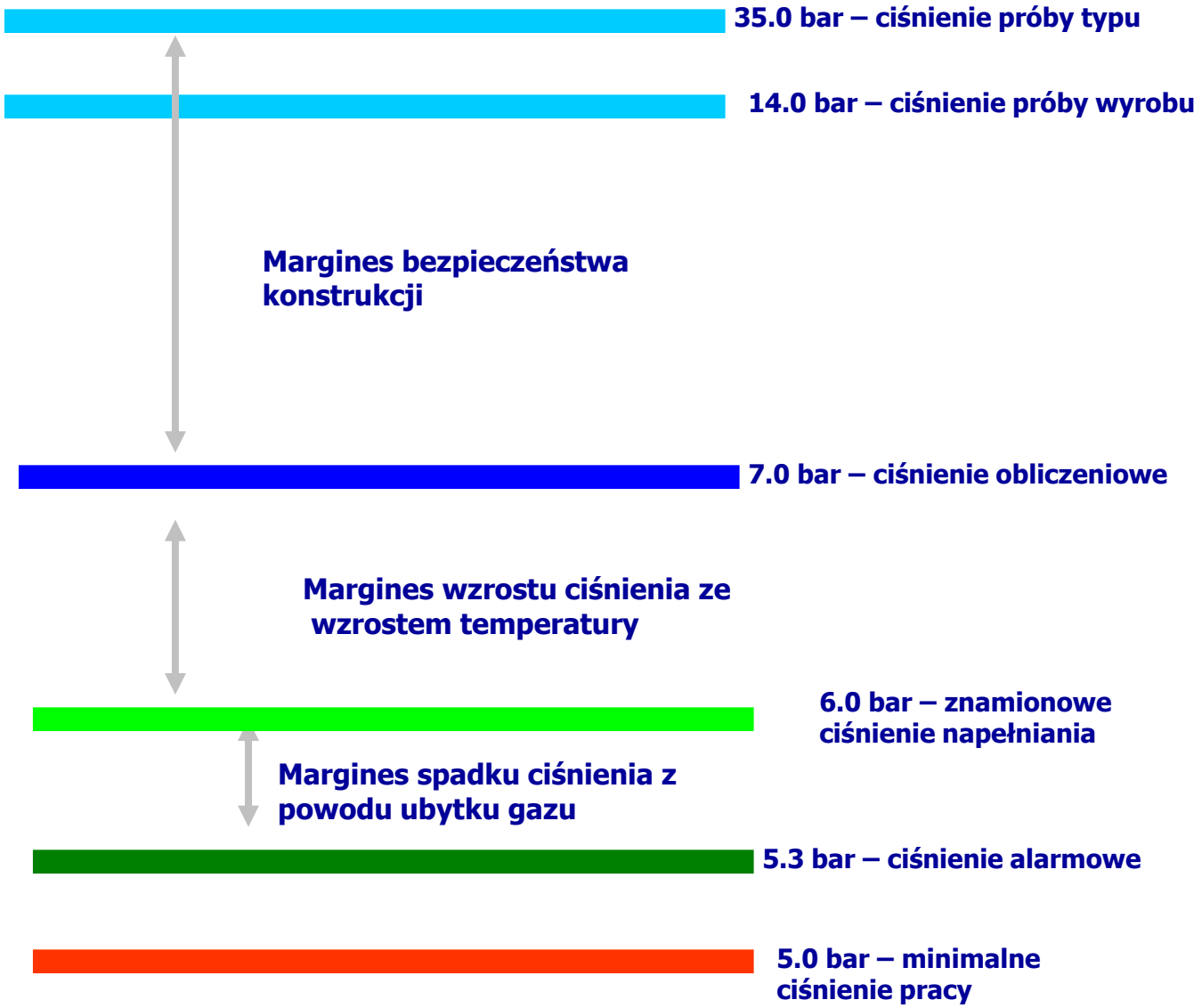








Projektowanie obudowy wyłącznika – koordynacja ciśnienia



Projektowanie obudowy wyłącznika – obliczenia wytrzymałościowe

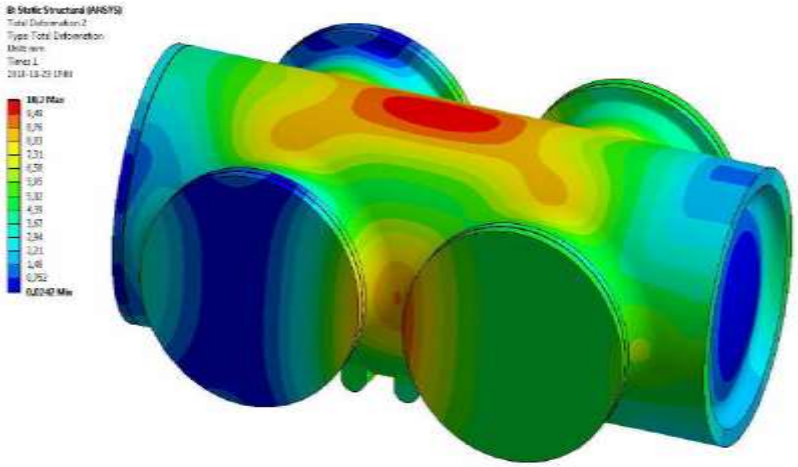


Figure 19. Zbiornik GCB. Deformacje całkowite.

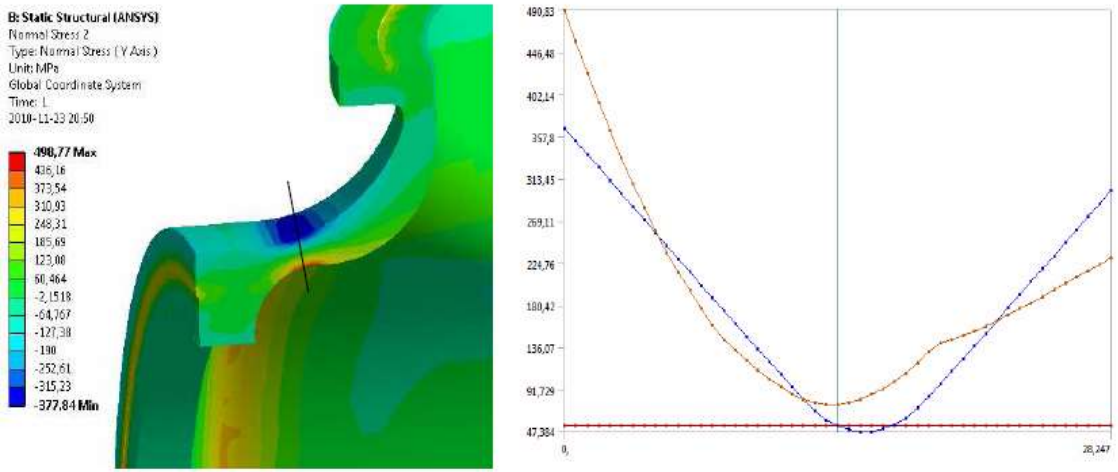


Figure 23. Zbiornik GCB. Rozkład naprężeń przez przekrój numer 1

Projektowanie obudowy wyłącznika – testy ciśnieniowe obudów

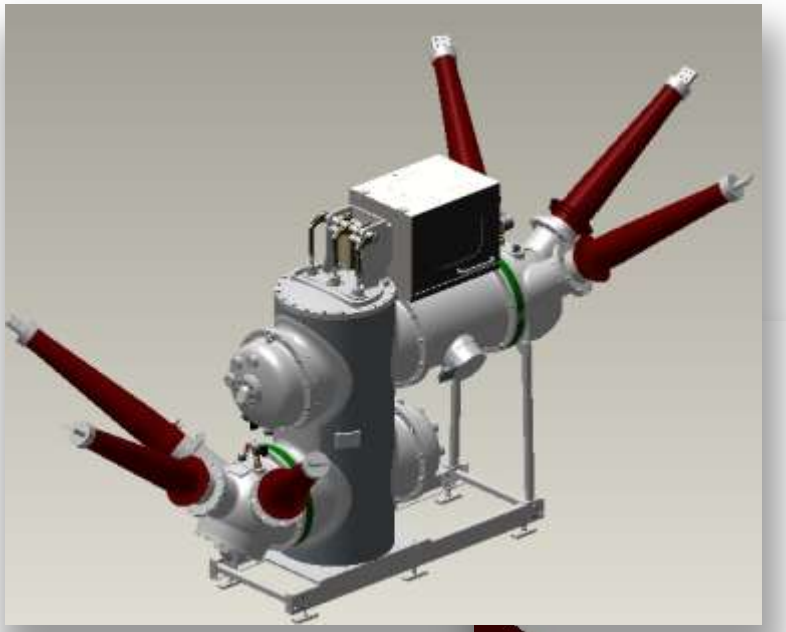
- RYGORYSTYCZNE PRÓBY CIŚNIENIOWE PRZEPROWADZONE ZGODNIE Z WYMAGANIAMI NORMY – ciśnienie próby: **35 bar**
- WYSOKA SZCZELNOŚĆ – ROCZNY UBYTEK GAZU **< 0,5 % na rok**

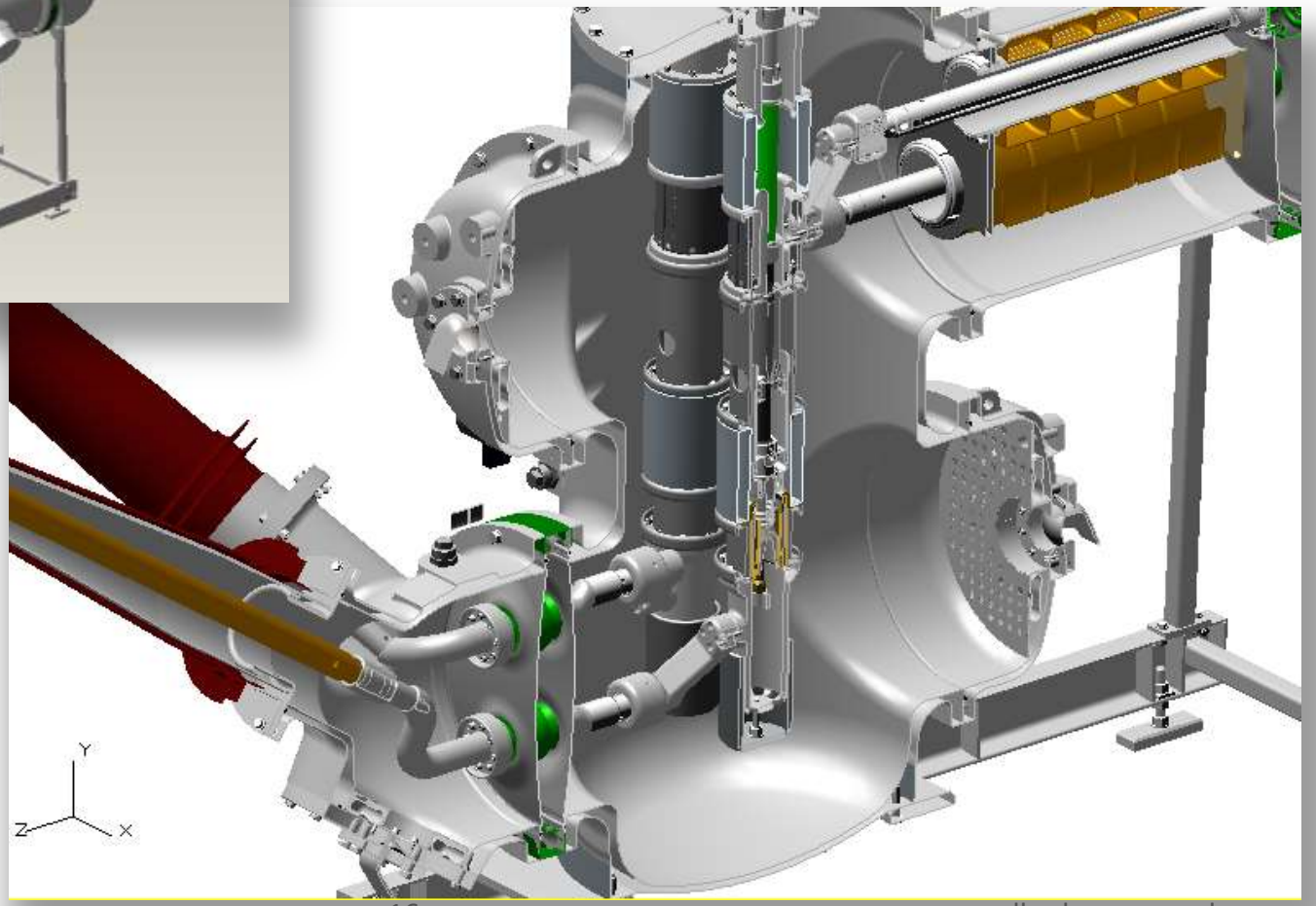




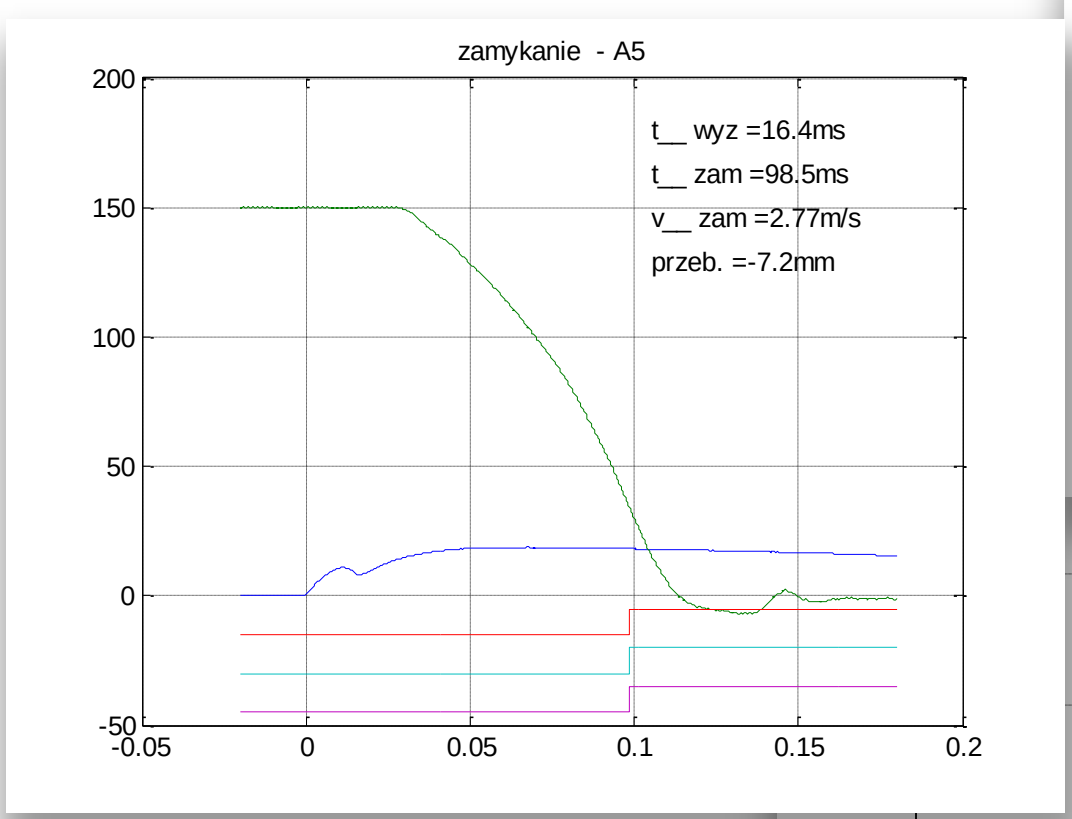


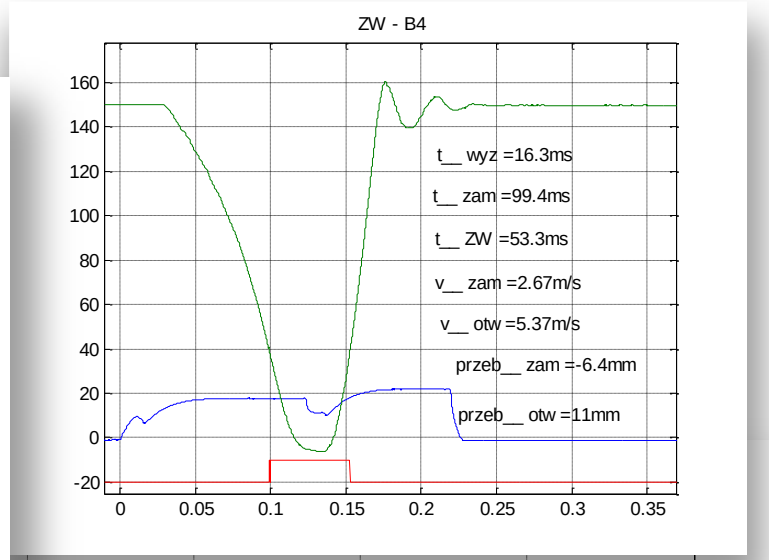
Wyłącznik wysokiego napięcia EB -01

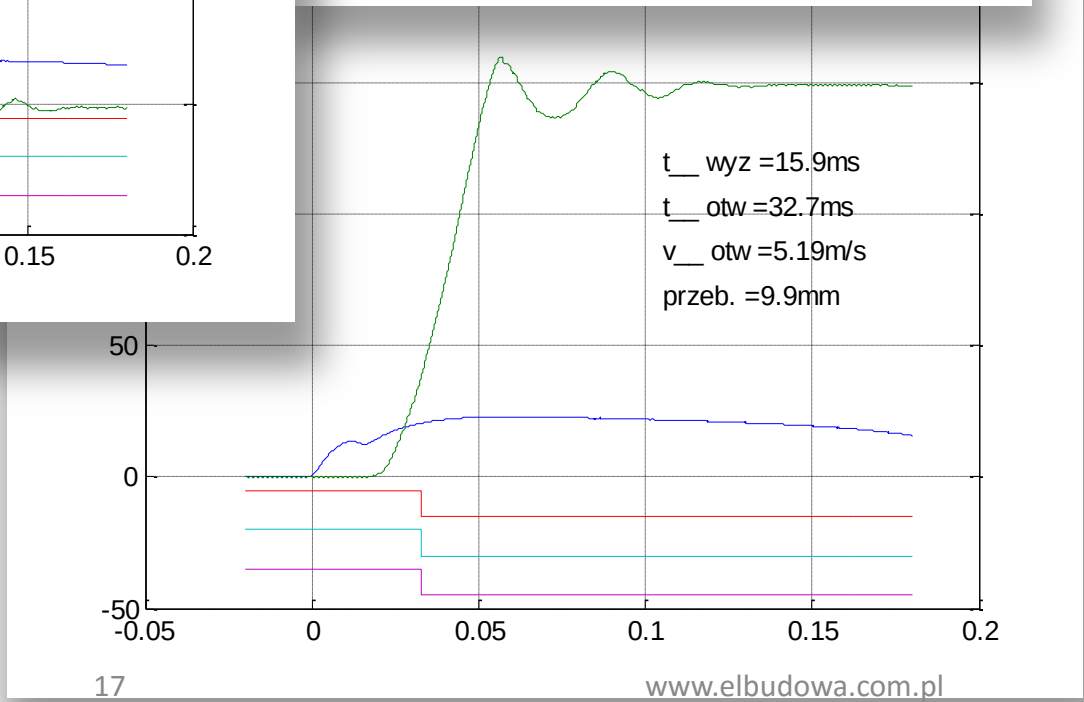




Testy konstruktorskie – sprawdzenie charakterystyk wyłącznika







Zakres badań wymaganych przez normę

Wyłącznik EB-01. Stanowisko prób HPL w KEMA





Szereg probierczy T10, T30, T60

Szereg probierczy zwarciowy - 1-fazowa próba syntetyczna dla:

- T10 - 10% prądu znamionowego 40 kA ,tj. 4 kA
- T30 – 30 % prądu znamionowego 40 kA, tj. 12 kA
- T60 -60% prądu znamionowego 40kA, tj. 24 kA

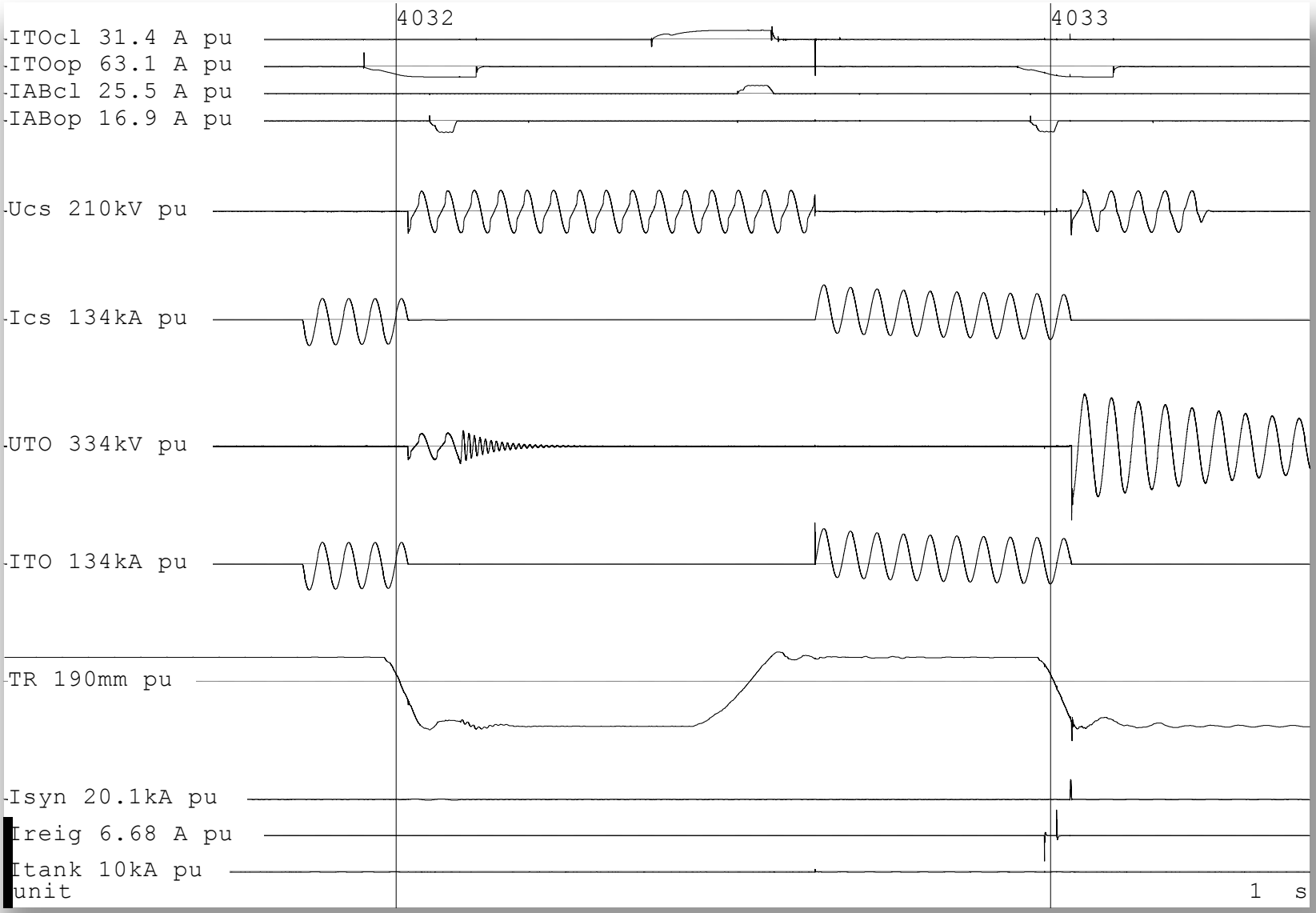
Szereg przestawieniowy:

O-0.3 s-CO

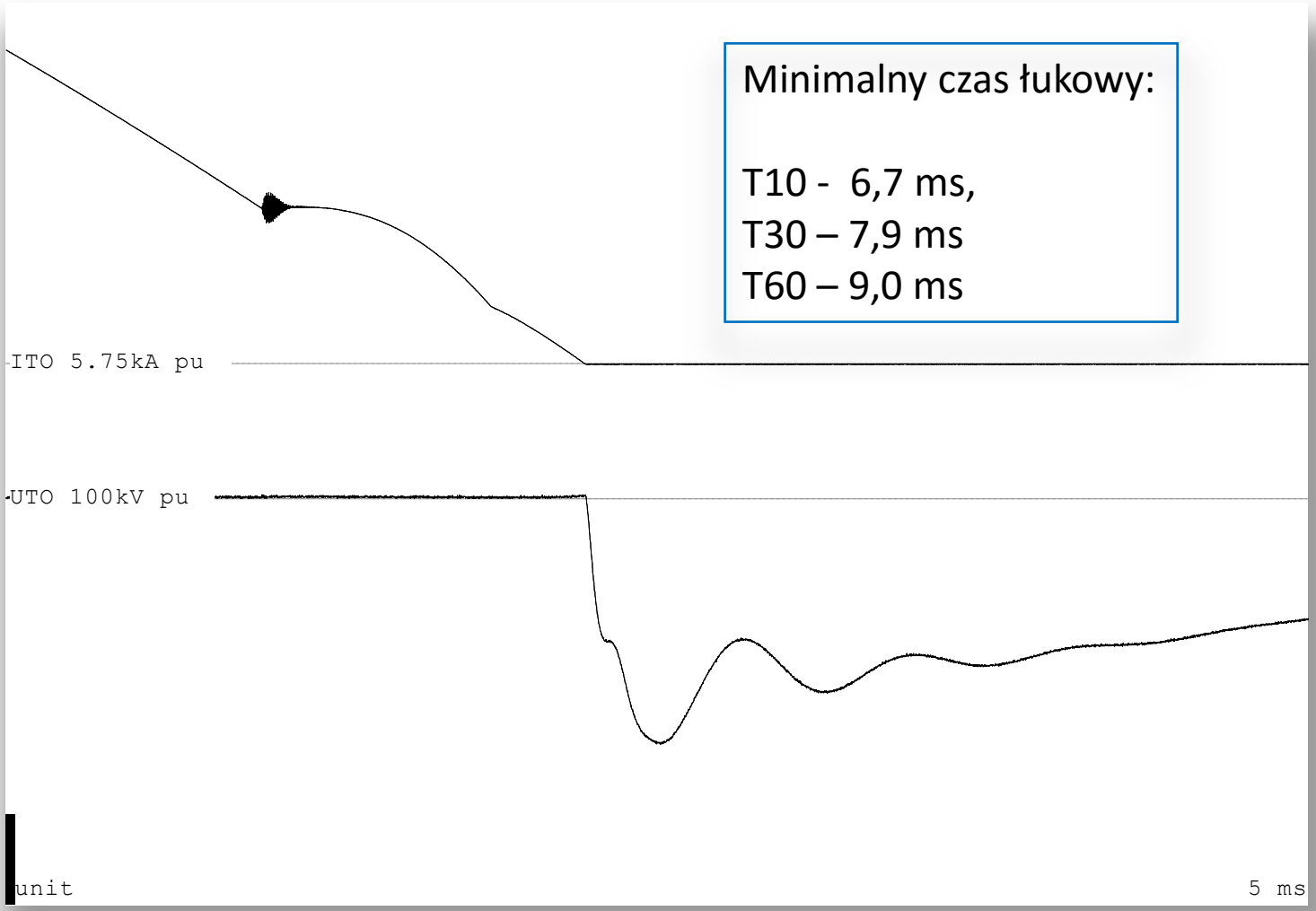
CO

badanie dla obwodu np. bieguna L1

Szereg probierczy T10, T30, T60



Szereg probierczy T10, T30, T60



Szereg probierczy T10, T30, T60



Przed testem

Po teście



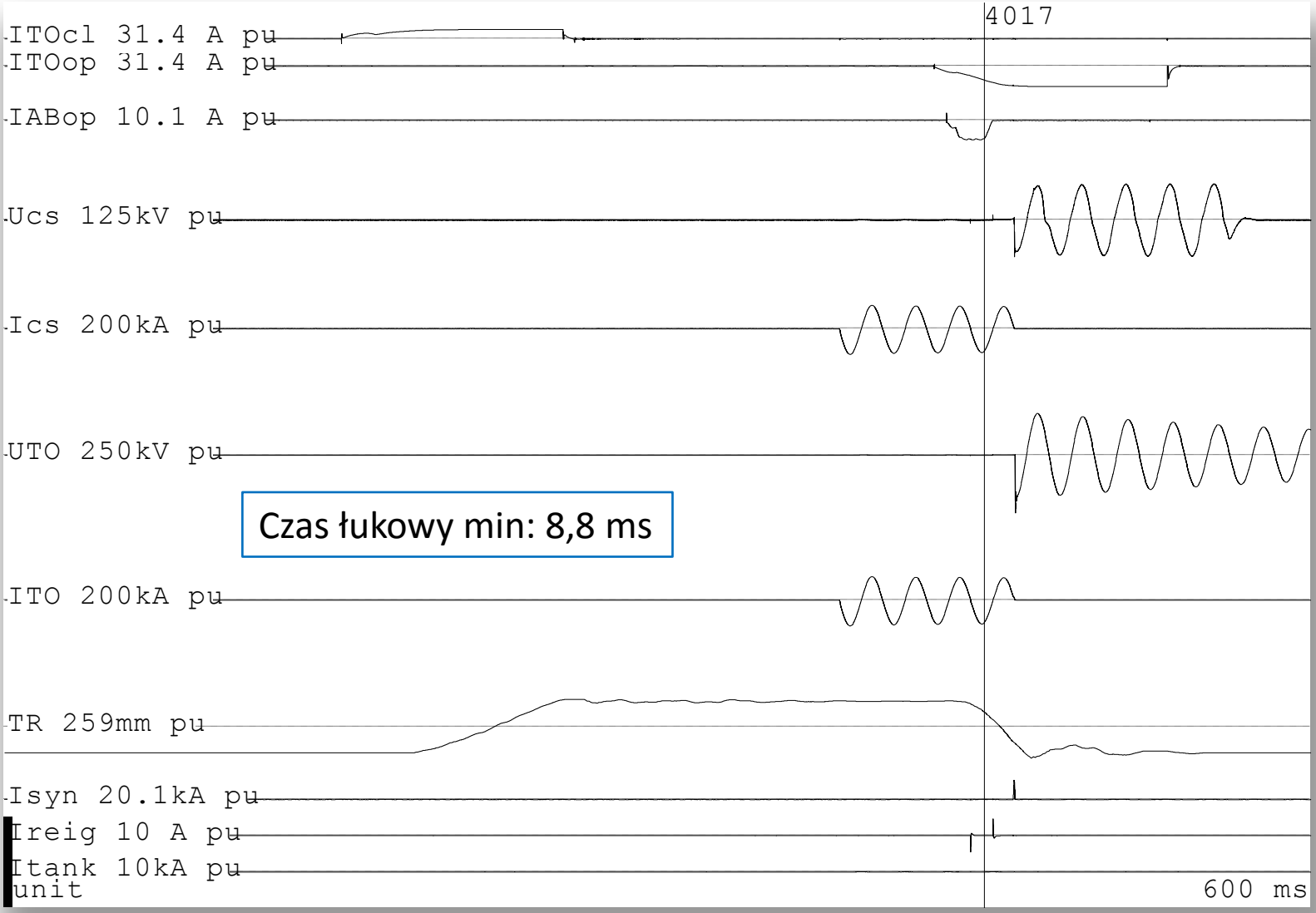
Szereg probierczy L90

Szereg probierczy zwarciowy L90 dla zwarć pobliskich:
L90 – 90 % prądu zwarciowego 40kA, tj. 36kA
Po próbie zwarciowej wykonuje się badanie napięciowe (napięciem udarowym – 360 kV)

Szereg przestawieniowy:
O-0.3 s-CO
CO

Badanie wykonuje się dla jednej fazy wyłącznika np. L3.

Szereg probierczy L90



Szereg probierczy L90





Szereg probierczy L90





Szereg probierczy T100s

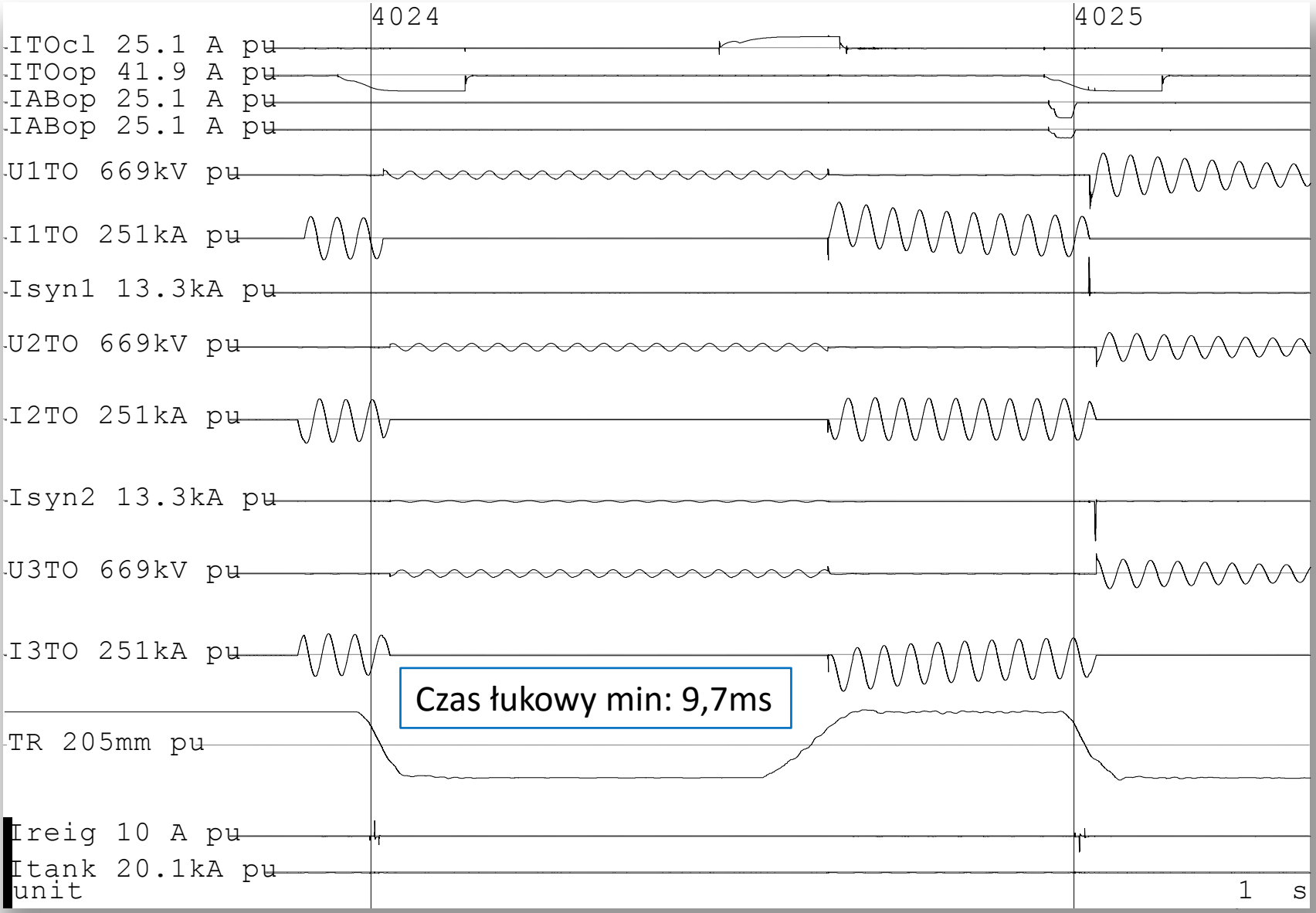
- **Szereg probierczy zwarciowy T100s (symetryczne)** - 3-fazowa próba syntetyczna:
- T100s(a) - zamykanie C pełnego prądu 40 kA
- T100s(b) – otwieranie 40kA

Szereg przestawieniowy:

O-0.3-CO

CO

Szereg probierczy T100s



Szereg probierczy T100s





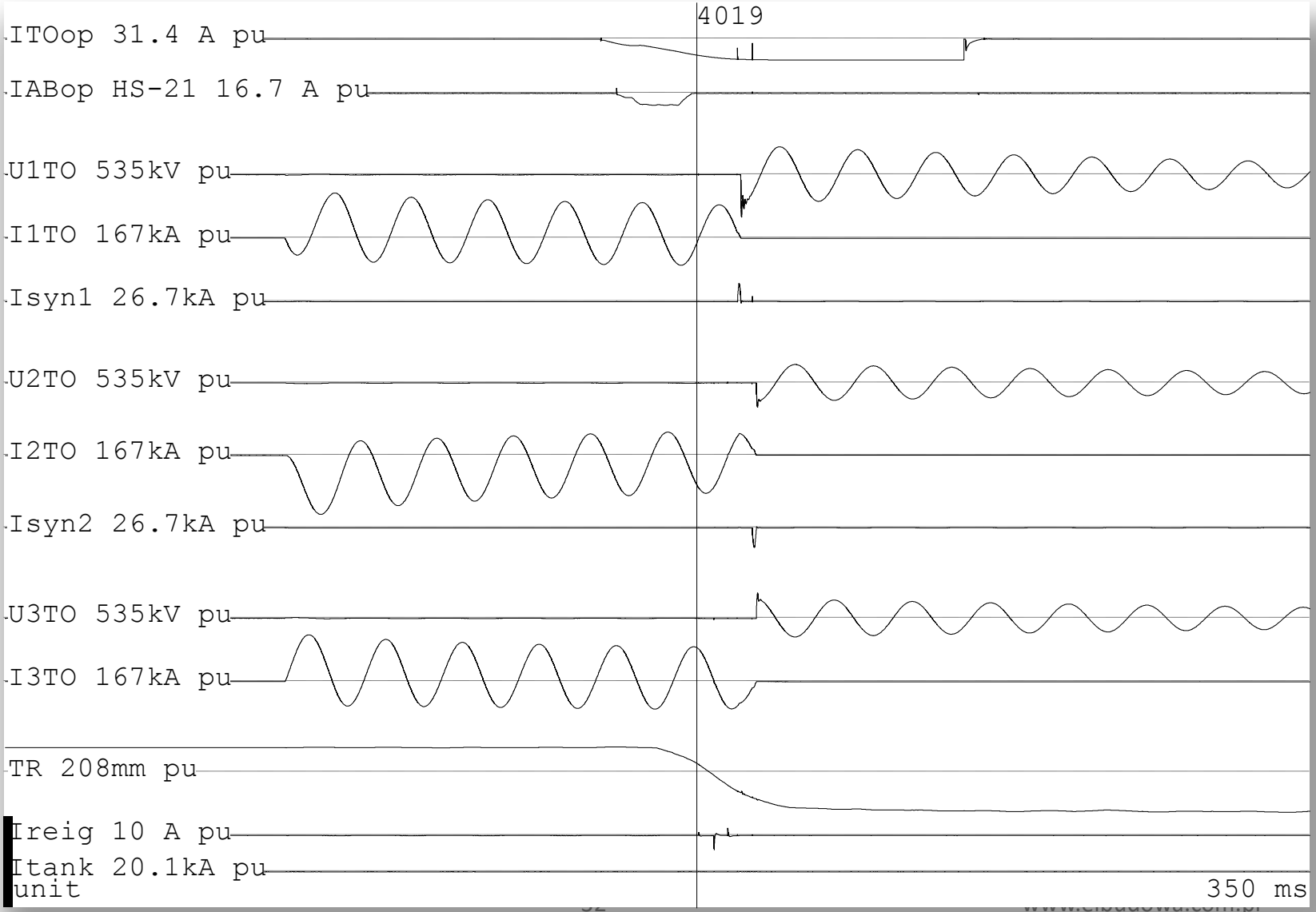


Szereg probierczy T100a

- **Szereg probierczy zwarciowy T100a (asymetryczne)** - 3-fazowa próba syntetyczna dla pełnego prądu 40 kA

- 3 otwarcia dla czasu łukowego: minimalnego, maksymalnego i średniego

Szereg probierczy T100a



Szereg probierczy T100a





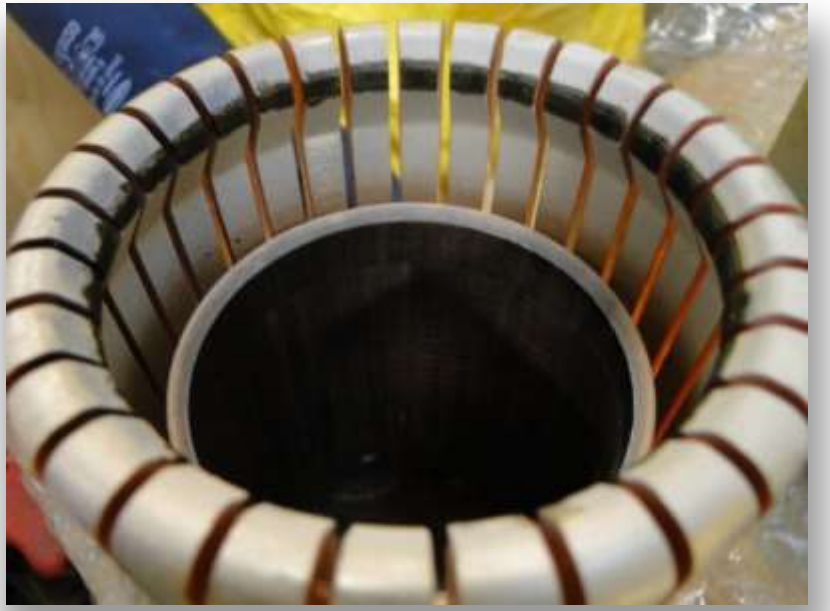
















Wyłącznik EB-01 – HVL KEMA

- Testy napięciowe:
  - impulsowe,
  - AC, PD, RIV

KEMA

REPORT OF PERFORMANCE **TIC 1578-12**

OBJECT	145 kV 3 phases encapsulated GIS bay with circuit breaker
TYPE	OPTIMA/EB-01 SERIAL No. 001/2012 145 kV – 3150 A – 50 Hz
MANUFACTURER	Elektrobudowa SA Konin, Poland
CLIENT	Elektrobudowa SA Konin, Poland
TESTED BY	KEMA HIGH-VOLTAGE LABORATORY Arnhem, the Netherlands
DATE OF TESTS	19 and 20 November 2012
TEST PROGRAMME	Selected dielectric testson client's instruction and based on IEC 62271-100

APPENDIX C PHOTOGRAPH OF THE TEST OBJECT



Test object prepared for power frequency voltage test and partial discharge measurements.

APPENDIX C PHOTOGRAPH OF THE TEST OBJECT

Test object prepared for temperature rise test



Próby napięciowe

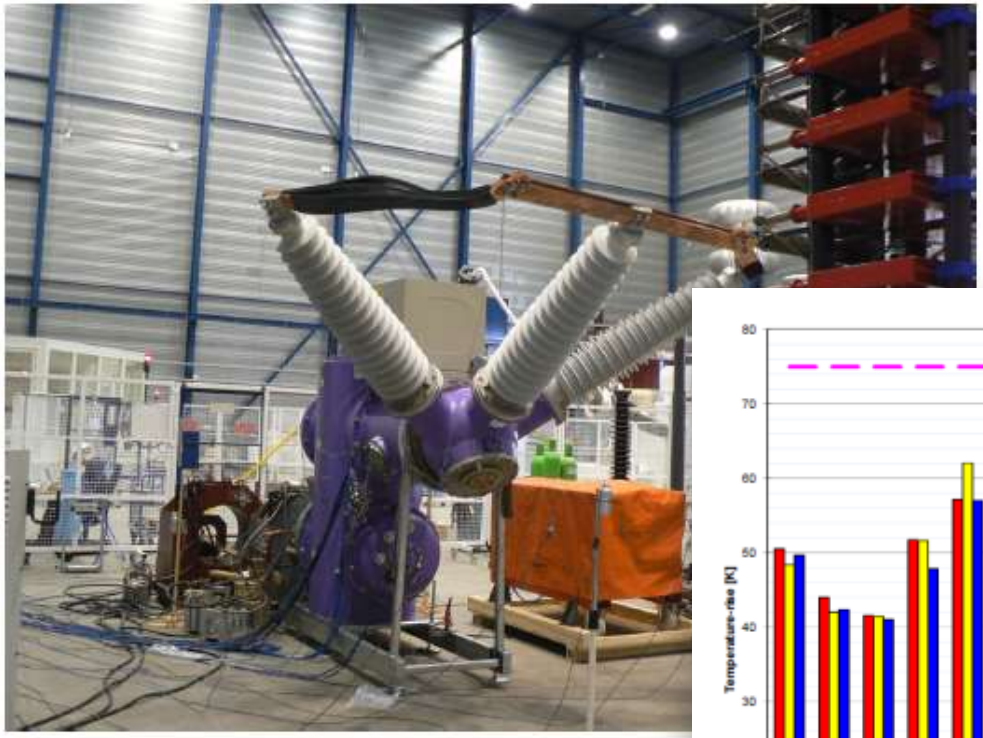


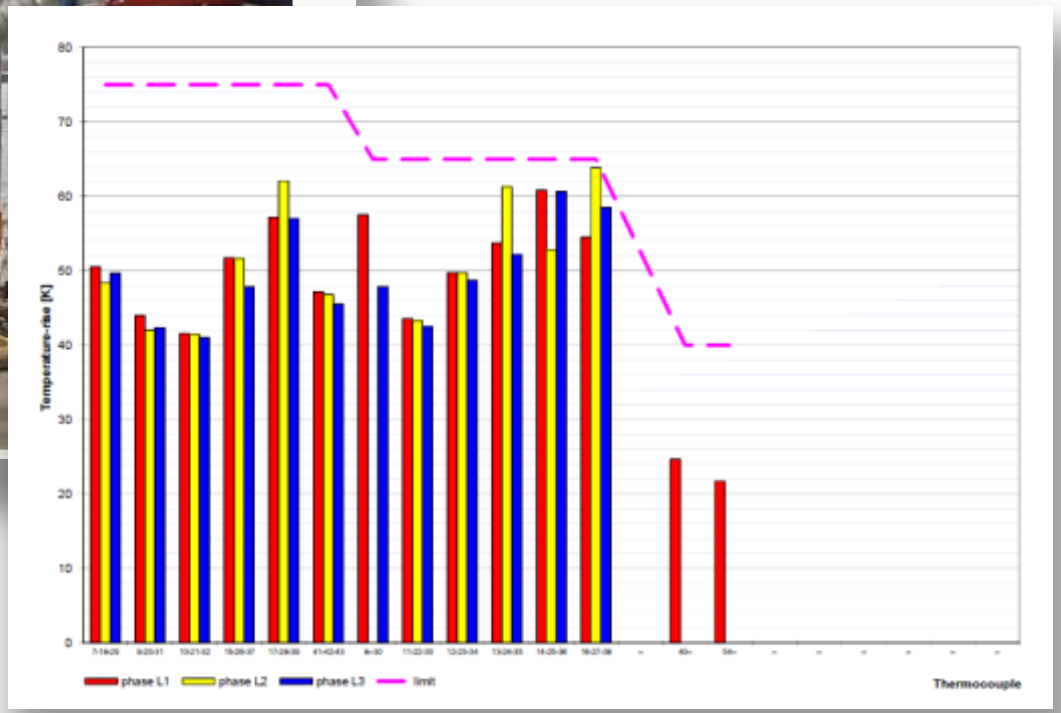


Próba nagrzewania prądem znamionowym 3150A

APPENDIX C PHOTOGRAPH OF THE TEST OBJECT

Test object prepared for temperature rise test





Konin, Maj 2013

CLEAN ROOM – POWIERZCHNIA PRODUKCYJNA

CLEAN ROOM – MONTAŻ GIS





- ***Clean Room (850 m2)***

Dziękuję za uwagę



Projektowanie i aplikacja konstrukcji wyłącznika zwarciowego do rozdzielnicy wysokiego napięcia w izolacji gazowej – wykonanie próby L90

Adam Gawłowski
Elektrobudowa SA

Sławomir Staszak
Elektrobudowa SA

STRESZCZENIE: W artykule opisano przygotowanie oraz testy dla próby L90 (jednej z wymaganych normą PE-EN-62277:100) wyłącznika w izolacji gazowej typu EB-01 skonstruowanego przez zespół polskich inżynierów z firmy ELEKTROBUDOWA SA.

Wyłącznik jest najważniejszym elementem pierwszej polskiej wnętrzowej rozdzielnicy wysokiego napięcia w izolacji gazowej typu Optima 145, która z powodzeniem została już zainstalowana m. in. w KGHM Polska Miedź SA, PGE Dystrybucja Oddział Białystok, Warszawa, Łódź, RWE STOEN Operator, Energa Oddział Koszalin, PKP Energetyka SA.

1. WSTĘP

Szczegółowe wytyczne dotyczące badania wyłącznika zawarte są w normie PE-EN-62277:100 „Wysokonapięciowa aparatura rozdzielcza i sterownicza: Wyłączniki wysokiego napięcia prądu przemiennego”.

Próby wyłącznika wysokonapięciowego przeprowadza się w układzie syntetycznym. Przeprowadzenie wszystkich badań typu przewidzianych w normie dla wyłączników w izolacji gazowej potwierdza parametry wyłącznika oraz gwarantuje poprawną pracę w miejscu zainstalowania.

Do najistotniejszych badań wyłącznika należy zaliczyć próby zwarciowe ponieważ:

– potwierdzają rzeczywistą zdolność łączeniową wyłącznika dla szeregów probierczych w zakresie T10, T30, T60 do T100s, T100s(b), T100a, OP1, OP2, L90, L75, L60;
– potwierdzają m.in. właściwy dobór materiałów stykowych styków opalnych, poprawne obliczenia ciśnień w komorze, zaworów oraz materiału dysz.

Próby w warunkach zwarć pobliskich (L90) należą do prób zwarciowych dodatkowych. Próby te wykonuje się aby wykazać zdolność wyłącznika do wyłączania prądów zwarciowych w warunkach zwarć pobliskich charakteryzujących się napięciem powrotnym przejściowym pochodzącym zarówno od strony linii jaki i od strony źródła.

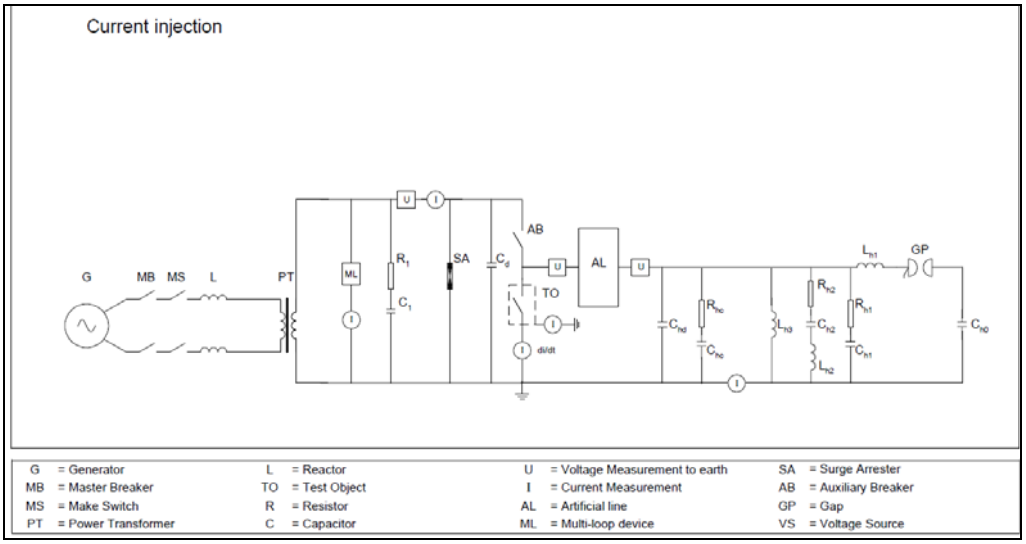
Badanie wyłącznika L90 jest obowiązkowe dla wyłączników o napięciu znamionowym wyższym niż 48,3 kV i prądzie zwarciowym przekraczającym 12,5 kA, które są przyłączone bezpośrednio do przesyłowych linii napowietrznych.

Standardowa wartość reaktancji obciążenia wyłącznika (od strony linii) jest tak dobrana aby ograniczyć składową okresową prądu wyłączalnego w obwodzie do poziomu 90% wartości znamionowego prądu zwarciowego wyłącznika (I_{SC}). Podczas próby długość linii reprezentującej stronę obciążenia może różnić się od długości linii odpowiadającej prądowi 90% I_{SC}. W związku z tym dopuszcza się odchylenia długości linii podczas próby co odpowiada odchyleniom prądu wyłączanego podczas testu (I_L):

a. L90 przy 0% tolerancji: $I_L = 90\%\ I_{SC}$,
b. L90 przy -20% tolerancji: $I_L = 92\%\ I_{SC}$.

2. OBWÓD PROBIERCZY

Na rysunku 1 przedstawiono schemat obwodu probierczego przeznaczony do badań wyłącznika EB-01 w laboratorium KEMA (Arnhem, Holandia). Układ probierczy powinien być jednofazowy i składać się z obwodu zasilania i z obwodu po stronie linii.



Rys. 1. Schemat obwodu probierczego przeznaczony do badań wyłącznika EB-01 (próba L90) (oznaczenia: G-zasilanie, MB-wyłącznik główny obwodu testowego, MS-wyłącznik operacyjny, PT-transformator mocy, L-indukcyjność od strony źródła, TO-testowany wyłącznik, R-rezystancja, C-pojemność, U-pomiar napięcia, I-pomiar prądu, AL-sztuczna linia, ML-urządzenie sterujące, SA-ogranicznik przepięć, AB-wyłącznik pomocniczy, GP-iskiernik, VS-źródło napięcia

Artificial line		
I_L / I		0,905
I_L	kA	36,2
L_L	µH	720
Z	Ω	451
di/dt	A / µs	16,3
du/dt	kV / µs	7,35
u_L*	kV	19,6
t_L	µs	2,67
t_{dL}	µs	0,2
C_{dL}	pF	444

Supply		
Power	MVA	1296
Frequency	Hz	50
Phase(s)		1
Voltage	kV	36
Current	kA	36
Impedance	Ω	1,0
Power factor		< 0,1
Neutral		not earthed

Injection circuit		
C_{h0}	µF	8,0
U_{h0}	kVd.c.	140
L_{h1}	mH	7,04
f_h	Hz	621
R_{h1}	Ω	111
C_{h1}	µF	0,1
C_{hd}	nF	14,3
R_{hc}	Ω	117
C_{hc}	nF	20
R_{h2}	Ω	80
C_{h2}	µF	0,5
L_{h2}	mH	3,75
L_{h3}	mH	1200
f_{RV}	Hz	48,4

Prospective TRV of supply		
$u_{recovery}$	kVa.c.	83,7
u_1	kV	89
u_C	kV	166
t_d	µs	< 2
t_1	µs	44
t_2	µs	178
Rate of rise	kV/µs	2,0

Tabela 1. Podstawowe parametry obwodu probierczego dla wyłącznika EB-01, produkcji Elektroudowa SA podczas próby L90 (oznaczenia:Artificial linie – parametry sztucznej linii, Iniection circuit – parametry obwodu prądowego, Prospective TRV of supply – parametry obwiedni napięcia powrotnego od strony zasilania, Supply –parametry obwodu zasilającego

Tabela 1. Parametry wyłącznika EB-01

Rated short-circuit breaking current/ /**Znamionowy prąd krótkotrwały wytrzymywany**	kA	31,5 ; 40
Rated short-circuit making current/ /Znamionowy prąd krótkotrwały wytrzymywany	kA	80 ; 100
Breaking times with full capacity/ /Ilość łączeń przy pełnym obciążeniu	times	20
Rated switching charging current	kA	31,5
Rated out-of-phase breaking current	kA	7,9 ; 10
Short-line fault breaking current	kA	28.4/23.6 ; 36.30
First-pole-to-clear factor	kA	1,5

Rated operating sequence		O-0.3s-CO-180s-CO
Closing time	ms	<90
Opening time	ms	<40
Total breaking time	ms	<=50
SF6 lockout pressure(20 st.C)	MPa	0,5
Incorporated operating mechanism		Spring operation mechanism
Mechanical life		10000
Closing/Opening coils of CT26 mechanism	V	Voltage (DC): 220 ; 110
	Ω/A	Resistance/current of the closing coil: 94/2.3 ; 33/3.3
	Ω/A	Resistance/current of the opening coil: 78/2.8; 19/5.8
Motor of mechanism	W	Power: 600W
		voltage(DC/AC)/current : 220V/2.3A

Parametry obwodu probierczego dobierane są tak, aby zachować właściwe przebiegi napięć powrotnych przejściowych od strony źródła, od strony linii reprezentującej obciążenie oraz początkowego napięcia powrotnego przejściowego ITRV. Podstawowe parametry obwodu probierczego dla wyłącznika EB-01 przedstawiono w tabeli 1.

Ze względu na charakter obwodu probierczego i związane z tym występowanie zwłoki czasowej, zarówno od strony źródła i jak i od strony linii oraz ze względu na ITRV określa się 3 podstawowe konfiguracje obwodów probierczych SLF (ang. Short Fault Line)

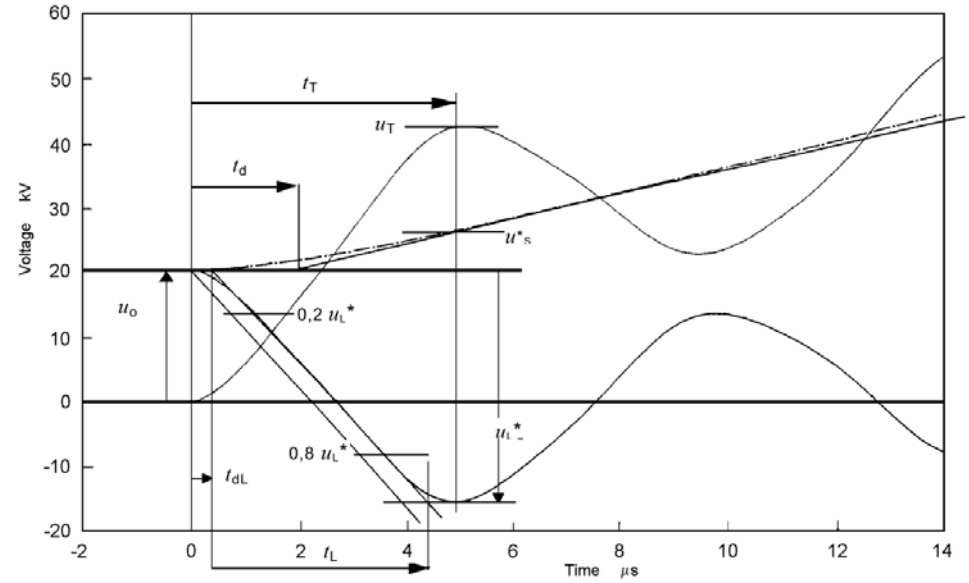
a) – ze ze zwłoką czasową po stronie źródła (t_d) i po stronie linii (t_{dL}). Obwód ten może być użyty tylko w przypadku gdy nie ma wymagań dotyczących ITRV.

b) – po stronie źródła ITRV, po stronie linii zwłoka czasowa (t_{dL})

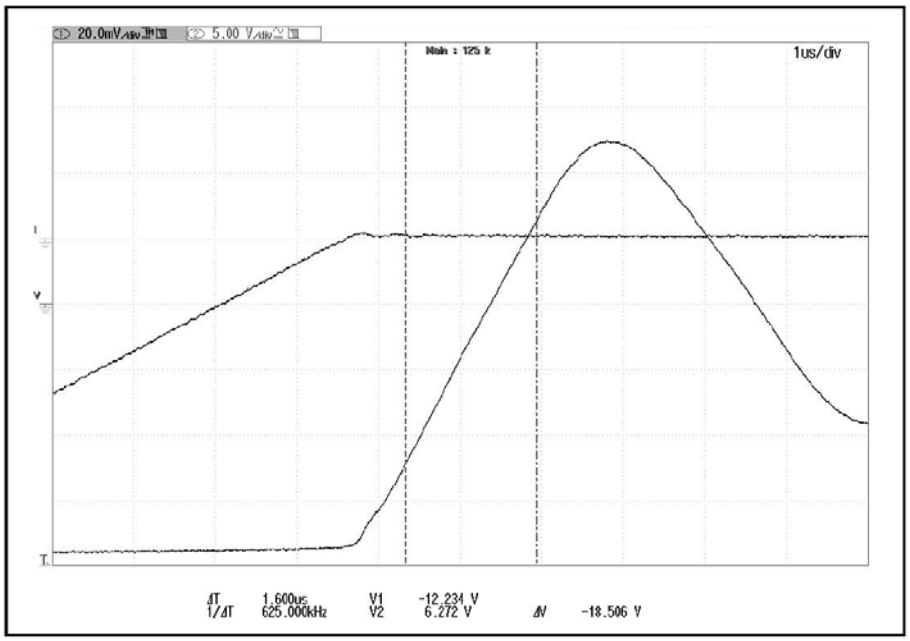
c) – zwłoka czasowa po stornie źródła (t_d) i znikoma zwłoka czasowa po stronie linii t_{dL}<100ns

Poszczególne typy obwodów probierczych wykorzystuje się w zależności od możliwości technicznych danego laboratorium.

Pomiary spodziewanego napięcia przejściowego powrotnego (TRV) należy wykonać na rzeczywistym obiekcie badanym z uwzględnieniem wpływu takich elementów obwodu jak dzielniki napięcia, pojemności rozproszenia i indukcyjności obwodu probierczego. W przypadku, gdy zmierzone spodziewane TRV nie spełnia wymagań zawartych w normie należy wprowadzić odpowiednie korekty parametrów obwodu probierczego zmieniając odpowiednio parametry czasowe zarówno po stornie źródła jak i po stronie linii. Typowe przebiegi spodziewanego TRV od strony źródła i od strony linii z uwzględnieniem zwłok czasowych według normy IEC 62271:100 przedstawiono na rysunku 2.



Rys. 2. Typowe przebiegi TRV od strony źródła i od strony linii z uwzględnieniem zwłok czasowych (Źródło: norma IEC 62271:100, Annex A)



Rys. 3. Właściwy przebieg napięcia powrotnego od strony linii zmierzony w układzie probierczym podczas badania wyłącznika EB-01

3. TESTY WYŁĄCZNIKA

Po ustaleniu wszystkich parametrów obwodu probierczego oraz po potwierdzeniu poprawnego przebiegu przejściowych napięć powrotnych (TRV) można przystąpić do testu wyłącznika. Przebieg napięcia powrotnego dla badanego wyłącznika przedstawia rysunek 3.

Podczas testu wykonuje się znamionowe sekwencje łączeniowe. Dla uproszczenia testu operacje zamykania wyłącznika mogą być wykonane bez obciążenia. Prąd w obwodzie jest symetryczny.

Pierwszy krok w procedurze testowej to określenie minimalnego czasu łukowego dla wyłącznika (t_{arcmin}) tylko podczas operacji otwierania. Następnie wykonuje się cykl łączeniowy:

$$O(t_{arcmin})\text{-}C_{(D)}O(t_{arcmax}),$$

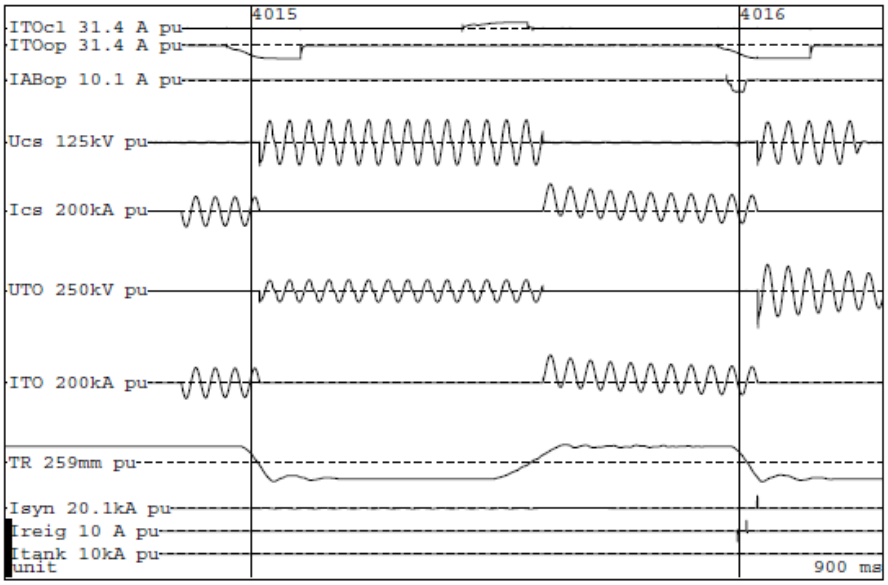
gdzie:
$O(t_{arcmin})$ – pierwsze otwarcie przy minimalnym czasie łukowym
$O(t_{arcmax})$ – drugie otwarcie przy maksymalnym czasie łukowym
C_D – zamknięcie wyłącznika bez obciążenia

Następnie wykonuje się cykl łączeniowy:

$$C_{(D)}O(t_{arcmed}),$$

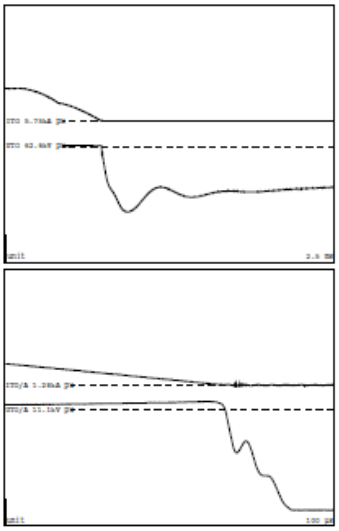
gdzie:
$O(t_{arcmed})$ – otwarcie przy średnim czasie łukowym

Przebiegi prądów, napięć i parametry obwodu probierczego przy sekwencji łączeniowej CO podczas próby L90 przedstawia rysunek 4.



TEST NUMBER: 130916-4016

Time interval between operations	s	0,291
Operation		C_0O_S
Phase		**L2**
Applied voltage, current source, phase value	kV	33,7
Charging voltage capacitor bank, DC value	kV dc	140
Making current, peak	kA	95,8
Breaking current, symmetrical, phase value	kA	36,0
Breaking current, DC-component	%	15
di/dt at last current zero	A/µs	16,6
TRV, first line-side peak (u_T), across breaker	kV	-18,5
TRV, peak u_M	kV	-163
Recovery voltage, phase value	kV	87,6
Make time	ms	82,4
Arc duration	ms	18,8
Opening time	ms	22,3
Break time	ms	41,1
t_h	µs	340
Current last loop, peak	kA	55,5



Voltage closing coil	242	Vd.c.	Gas pressure at 20 °C	0,65	MPa
Voltage opening coil	242	Vd.c.	Operating pressure	-	MPa

Remarks: Breaker closed and cleared.
C_0 = Operation with current source only. O_S = Operation in a synthetic circuit.

Rys. 4. Przebieg prądów, napięć i parametry obwodu probierczego podczas próby L90.Sekwencja łączeniowa CO. Wyłącznik EB-01, produkcji Elektrobudowa S.A (źródło: Raport z badań typu wyłącznika EB-01, nr2077-14)



Rys. 5. Wyłącznik EB-01 na stanowisku testowym przed próbą L90. HPL, Kema, Arnhem, 2013

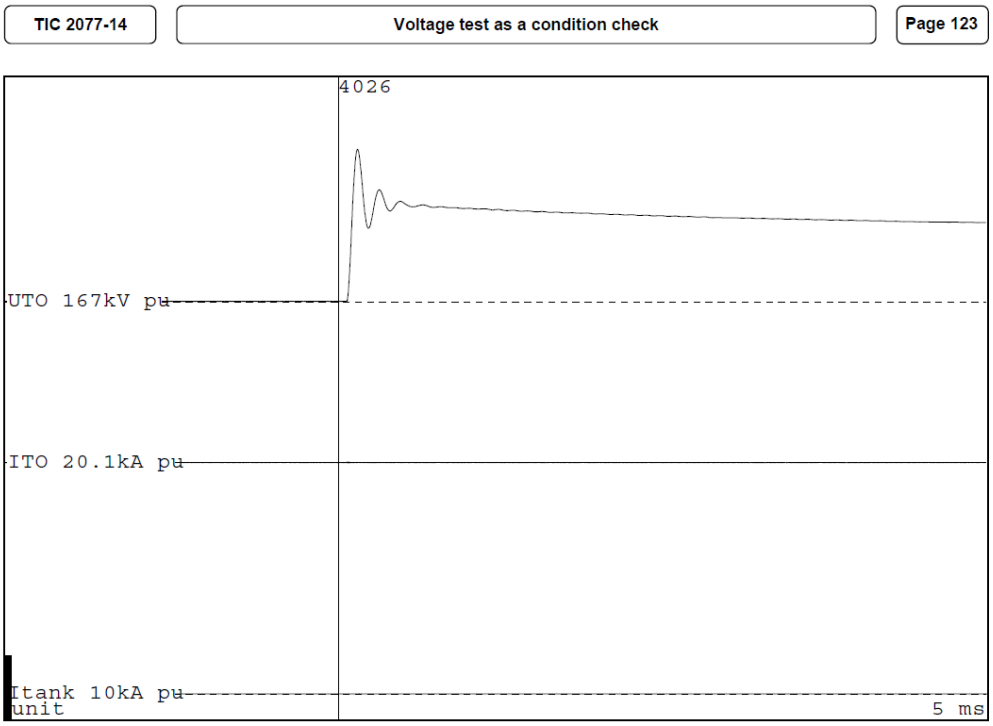
Podczas próby L90 energia łuku osiąga znaczne wartości – wyższe niż dla innych prób łączeniowych. Z tego powodu elementy układu stykowo-gaszeniowego takie jak styki opalne, dysza główna wyłącznika ulegają zużyciu się w sposób bardzo intensywny. W przypadku niewłaściwego doboru materiału dyszy głównej lub styków może dojść do uszkodzenia tych elementów a tym samym do trwałego uszkodzenia wyłącznika (rys. 6).



Rys. 6. Uszkodzenie dyszy głównej wyłącznika prototypowego EB-01(A) podczas testu L90 spowodowane niewłaściwym doborem materiału dyszy, KEMA, Arnhem 2012

W związku z powyższym poprawne wykonanie wszystkich sekwencji łączeniowych nie pozwala jeszcze na potwierdzenie zdolności łączeniowej wyłącznika dla zwarć pobliskich (SLF), gdyż uszkodzenia wewnętrzne powstałe podczas łączenia mogą mieć wpływ na dalszą eksploatację wyłącznika. Dlatego procedura próby przewiduje również wykonanie próby wyłącznika napięciem udarowym obniżonym bezpośrednio po pozytywnym teście łączeniowym. Wartość napięcia udarowego obniżonego wynosi 395 kV (znamionowe napięcie udarowe wynosi 650 kV dla napięcia znamionowego 145 kV). Próbę wykonuje się w sekwencji 5 udarów (-), 5 udarów (+). Udary podaje się od strony linii i od strony zasilania. Przed wykonaniem próby udarowej sprawdza się dodatkowo charakterystyki mechaniczne wyłącznika.

Pozytywne wykonanie próby udarowej kończy próbę L90.



Rys. 7. Sprawdzenie wyłącznika EB-01 napięciem udarowym po pozytywnej próbie łączeniowej L90, HPL - Kema Arnhem, 2013

PODSUMOWANIE

Wyłącznik typu EB-01 produkcji ELEKTROBUDOWA SA przeszedł pozytywnie próby łączenia zwarć pobliskich dla typoszeregów L90 i L75. Wszystkie elementy wyłącznika zastały zweryfikowane podczas najcięższych prób łączeniowych, co zapewnia długotrwałą i niezawodną pracę wyłącznika w systemie elektroenergetycznym.

Nowy system telekomunikacyjny wspierania akcji ratowniczych w podziemnych zakładach górniczych

Grzegorz Galowy
SEVITEL Sp. z o.o.

Tomasz Cierpisz
SYBET Sp. z o.o.

STRESZCZENIE: Wszystkie dotychczasowe systemy łączności przeznaczone dla wspierania akcji ratowniczych w podziemnych zakładach górniczych, tym zastępów ratowniczych, dla podstawowej transmisji informacji od zastępu ratowniczego do bazy i dalej do sztabu akcji wykorzystują przewodowe systemy teletransmisyjne. Dotyczy to w szczególności powszechnie stosowanego w Polsce iskrobezpiecznego przewodowego urządzenia łączności ratowniczej typu UŁR, jak i stosowanych w ograniczonym zakresie systemów wykorzystujących przewód promieniujący (np. typu GABI 98 czy SWAR).

W nowym systemie telekomunikacyjnym przeznaczonym w szczególności dla wspierania akcji ratowniczych w podziemnych zakładach górniczych zasadniczym elementem teletransmisyjnym jest bezprzewodowa infrastruktura telekomunikacyjna zrealizowana w oparciu o bateryjne węzły radiowe rozmieszczane w początkowej fazie prowadzenia akcji ratowniczej w zagrożonym rejonie.

W oparciu o tę infrastrukturę realizowana jest bezprzewodowa łączność głosowa. Oprócz niej realizowany jest szereg funkcji monitorujących bezpieczeństwo członka zespołu ratowniczego: pomiar temperatury ciała, lokalizacja, zbytnie oddalenie od zespołu, monitoring bezruchu (utraty przytomności). System ten umożliwia również poszukiwanie omdlałych osób w dymach poprzez detekcję sygnałów radiowych transponderów oraz zdalne wyzwalanie sygnałów dźwiękowych w mobilnych telefonach sygnalizatorach. Bezprzewodowa łączność ratownicza umożliwia również wybrane funkcje właściwe dla mobilnego systemu alarmowo-rozgłoszeniowego.

W zakresie bieżącego monitoringu zagrożeń miejsca akcji realizowane są bezprzewodowe pomiary parametrów atmosfery, stężenia wybranych gazów (metan, tlen, tlenek węgla, dwutlenek węgla, siarkowodór).

Funkcją uzupełniającą jest możliwość przekazywania obrazów z kamer wizyjnych lub termowizyjnych z miejsca akcji.

Informacje przekazywane są do bazy akcji ratowniczej pod ziemią oraz na powierzchnię do pomieszczenia sztabu akcji, gdzie przekazywane są do systemu THOR-S, który umożliwia prezentacją danych w sposób ułatwiający prowadzenie akcji.

Część stacyjna nowego systemu telekomunikacyjnego przeznaczonego w szczególności dla wspierania akcji ratowniczych w podziemnych zakładach górniczych wspomaga proces komunikacji pomiędzy kierownikiem (sztabem) akcji oraz kierownikiem akcji pod ziemią. Dodatkowo posiada on moduł wspomagający automatyczne zwołanie członków sztabu akcji, a także

moduł umożliwiający automatyczne wyznaczenie rejonu zagrożenia oraz miejsc posterunków kierowania ewakuacją.

Nowy system telekomunikacyjny przeznaczonego w szczególności dla wspierania akcji ratowniczych w podziemnych zakładach górniczych współpracuje z wieloma specjalizowanymi systemami dyspozytorskimi, takimi jak:

- system alarmowo-rozgłoszeniowy SAT,
- zintegrowany system bezpieczeństwa SMP-NT/SV,
- system wizualizacji THOR-S,
- system geofizyczny HESTIA,
- autonomiczny zespół rejestrująco-pomiarowy AZRP.

Z szerokiego rozpoznania wynika, że nowy system telekomunikacyjny przeznaczonego w szczególności dla wspierania akcji ratowniczych w podziemnych zakładach górniczych, dedykowany w szczególności dla rejonów zagrożonych wybuchem gazów czy pyłów umożliwia kilka nowych niestosowanych dotychczas w szerszym zakresie funkcji takich jak:

- bezprzewodowa łączność w oparciu o akumulatorowe węzły radiowe mesh/ad-hock,
- funkcje wspomagania pracy i bezpieczeństwa członków zastępu ratowniczego (lokalizacja, parametry biologiczne, nadzór nad zespołem, detekcja omdleń, poszukiwanie),
- bezprzewodowe, akumulatorowe węzły pomiarowe stanu atmosfery,
- automatyczne wyznaczanie rejonu zagrożenia oraz posterunków.

Kraków, Luty 2016 February 2016



Wdrożenie Systemu Obudowy Kotwowej w Głębokich Kopalniach Węgla w Wielkiej Brytanii i Potencjał Zastosowania w Polsce

Implementation of Rock Rolt Support Systems in Deep Coal Mines in the UK and the Potential for Poland

Arkadiusz Rostocki, Inżynier Mechaniki Skał

Rock Mechanics Engineer

Golder Associates

Zarys Prezentacji Overview of Presentation

- **Golder Associates – Doświadczenie w Górnictwie Węgla**
  Introduction to Golder – Experience in Coal Mining
- **System Obudowy Kotwowej w Brytyjskim Górnictwie Węglowym** Introducing of Rockbolting Support in UK Coal Mining
- **Podstawy Obudowy Kotwowej Zaawansowanej Technologii AT** Basics of AT Rockbolting Support System
- **Potencjał Zastosowania Systemu Kotwienia AT w Polsce**
  Potential for Rockbolting Introducing in Poland

Golder Associates

Historia Golder w Górnictwie Węgla Kamiennego Golder's Coal Mining History

National Coal Board MRDE

- Instytut Badań Górnictwa i Rozwoju (**MRDE**), Oddział Mechaniki Węgla i Skał (1987) Mining Research and Development Establishment (MRDE), Coal and Rock Mechanics Department (1987)
- Oddział Mechaniki Skał - Biuro w Bretby, wydzielony z Instytutu Usług Technicznych i Badań British Coal (**TSRE**)
  Bretby Office originated from British Coal's Technical Services and Research Establishment, (TSRE), Rock Mechanics Branch
- Firma Rock Mechanics Technology (**RMT**) powstała w październiku 1994 roku na skutej prywatyzacji TSRE Rock Mechanics Technology founded in October 1994 following privatisation of TSRE
- Całkowita prywatyzacja British Coal – 1 styczeń 1995 British Coal fully privatised 1st January 1995
- Zakup przez Golder Associates (UK) - 1 sierpnia 2008 roku
  Purchased on 1st August 2008 by Golder Associates (UK) Ltd
- Jako **Golder RMT** do lipca 2010 roku, potem **Golder Associates** Golder RMT – since July 2010 no separate branding

Biuro Golder w Nottingham (poprzednio RMT i Biuro Bretby)

Golder Nottingham Office (former RMT and Bretby Office)

- **Opracowało system kotwienia dla głębokich kopalń węgla i od roku 1987 wdrożyło kotwienie do ponad 40 podziemnych kopalń węgla kamiennego w Wielkiej Brytanii**

  Developed deep coal mining rockbolt system and introduced rockbolting to more than 40 underground coal mines in UK from 1987

- **Następnie wdrożyło tę samą technologię w wielu innych krajach, w tym w Afryce Południowej, Rosji, Indiach, Czechach, Kazachstanie, Japonii, Indonezji i innych. Udane testy kotwienia przeprowadzono też min. w Polsce**

  Subsequentely introduced same technology to many other countries including South Africa, Russia, India, Czech Republic, Kazakhstan. Successfull trials were undertaken also in Poland

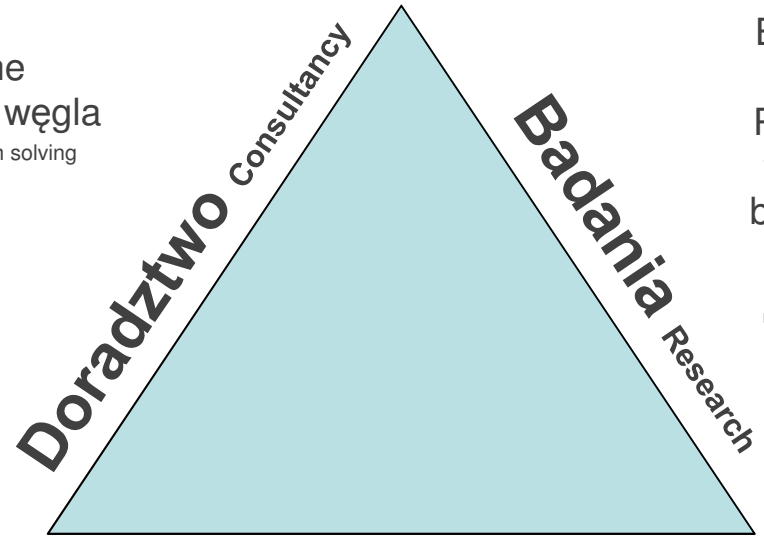
Golder Associates

Biuro Golder w Nottingham (poprzednio RMT i Biuro Bretby)

Golder Nottingham Office (former RMT and Bretby Office)

Wyspecjalizowane doradztwo dla kopalń węgla

High level operational and problem solving



Także w ramach w Europejskich projektów RFCS, nieprzerwanie od 1994 roku. Partner w tych projektach z wieloma polskimi instytucjami badawczymi. Ostatnie projekty: COMEX i AMSSTED

Also in European RFCS projects. Partner with many Polish research institutes. The latest projects COMEX, AMSSTED

Produkcja Przyrządów Instrumentation

Opracowywanie i produkcja przyrządów monitoringu od 1994 roku, np.: rozwarstwieniomierzy, ekstensometrów, kotew oprzyrządowanych. Ta część działalności została sprzedana w 2015 roku, jednak nadal blisko współpracujemy z nowym właścicielem nad doskonaleniem istniejących i opracowywaniem nowych przyrządów Development and production of monitoring intrumentation since 1994 i.e. telltales, extensometers, strain gauge rockbolts. This department was sold in 2015, but we still closely cooperating with the new owner in development of existing and new instruments

Golder Associates

Podziemne Górnictwo Węglowe w UK UK U/G Coal Mining

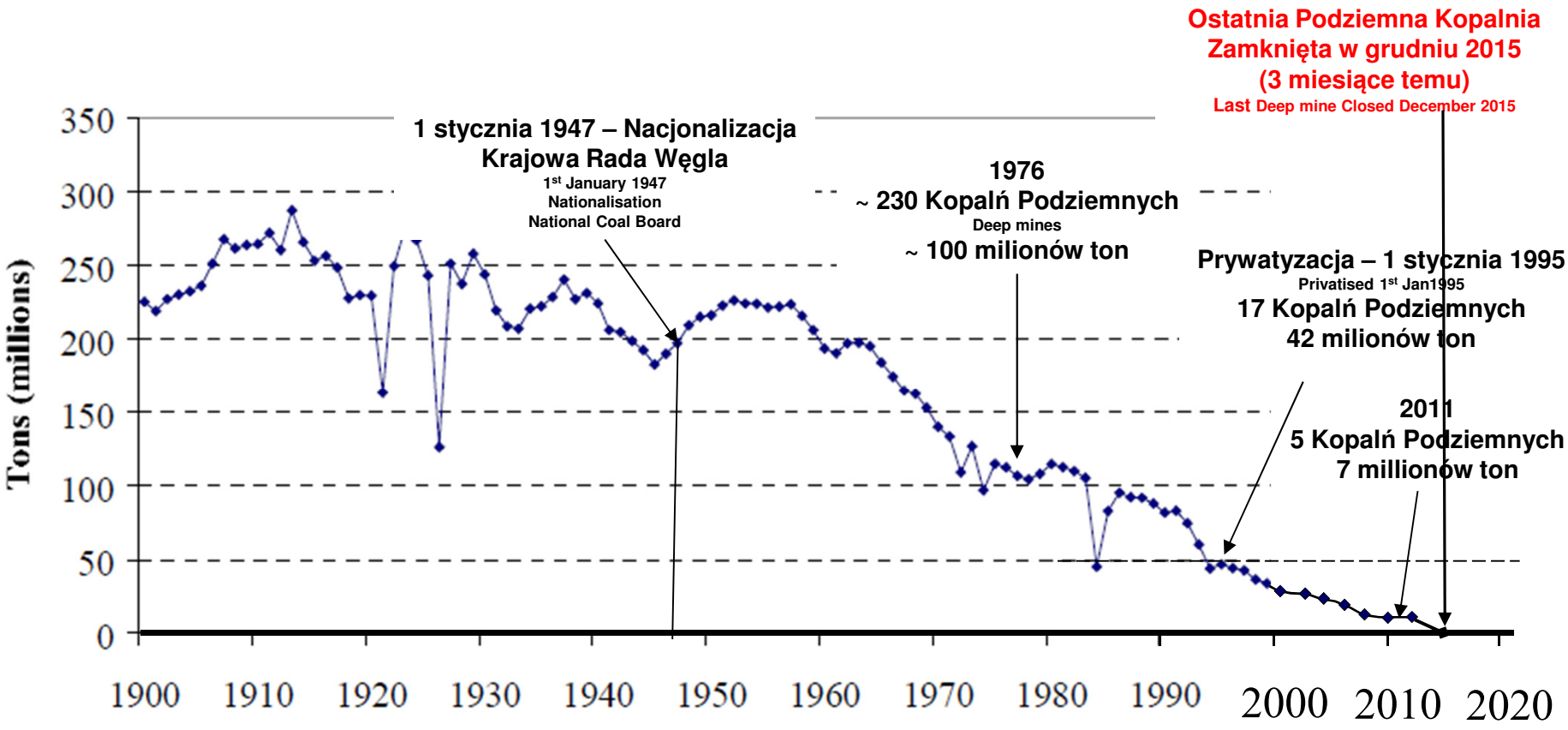
- Głębokie kopalnie (do 1200m), wydobycie wielopokładowe, wydobycie od XIX wieku, trudne warunki geologiczne
  Multiseam production (upto 1200m), mining since 19th century, difficult geological conditions

- W roku 2015 zostały zamknięte 3 ostatnie podziemne kopalnie węgla wydobywające z głębokości od 700 do 1000 m, wszystkie stosowały system kotwienia w chodnikach przyścianowych oraz system ścianowy z zastosowaniem stabilnych filarów miedzyścianowych. Ostatnia: Kellingley Colliery – zamknięta 3 miesiące temu.
  3 longwall mines were closed in 2015 operating at between 700 – 1000 m deep all on rockbolts for gateroads and operating retreat longwalls with stable pillars. Last closed mine: Kellingley Colliery – 3 months ago

- Główne przyczyny ostatnich zamknięć: niskie ceny węgla, wysoki kurs funta (niedotowane przez rząd od czasów prywatyzacji w 1995 roku)
  Main reasons for the latest closing: low coal prices, strong pound sterling (no subsidies from government since privatisation in 1995)

Golder Associates

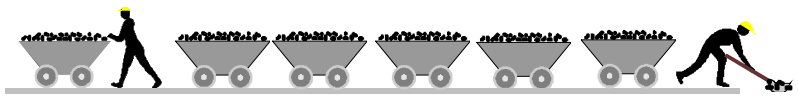
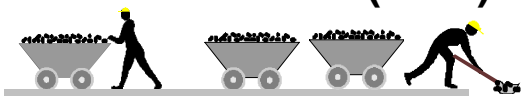
Produkcja Węgla z Kopalń Podziemnych w UK w Latach 1900 – 2015 UK U/G Coal Production 1900 - 2015



Golder Associates

Okres 10-ciu Lat Który Prowadził do Prywatyzacji British Coal

10 Years Lead Up To Privatisation of British Coal

1984	Rok Year	1994
170 	Liczba Kopalń Number of Collieries	17 (10%) 
190,000 	Liczba Górników Number of Miners	10,500 
56,000	Inni/Administracja Others / Admin	9,000
90 million Tonnes 	Produkcja Kopalń Podziemnych Deep Mine Production	42 million t (47%) 
2 tonnes 	Wydajność na Roboczodniówkę Output / man shift	13 tonnes (+650) 

Golder Associates

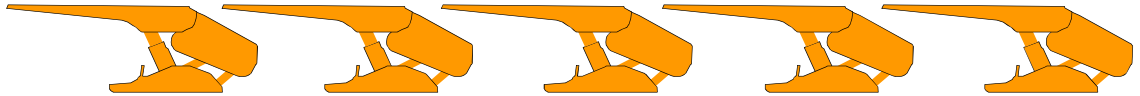
10 Years Lead Up To Privatisation of British Coal

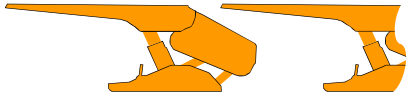
1984		1994
<20m (Łuki Arches)	Średni Postęp Przodków na Tydzień Average Drivage Rate / Week	>80m (Kotwie Bolts)
+500 km	Łączny Roczny Postęp Cumulative Annual Drivage	190 km
0%	% w Samodzielnej Obudowie Kotwowej % Solely Supported by Rockbolts	70% (130 km)

Golder Associates

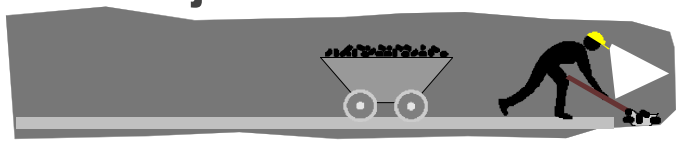
Typowa Brytyjska Kopalnia Typical British Mine

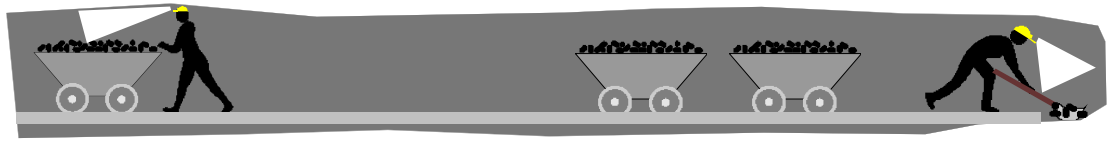
Liczba Ścian Number of Longwall Panels

1987  5

1994  1.5

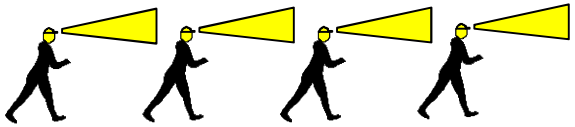
Roczna Produkcja Annual Production

1987  1.2 million

1994  2 million

Zatrudnienie Workforce

1987  1,200

1994  600

Golder Associates

Dlaczego Wprowadzono Kotwienie w UK w 1990?

Why was rockbolting introduced in the UK in 1990?

- Zwiększenie produkcji ze ściany (z 20 tys. do 40 tys. ton/tydzień)
  Increase face production (from 20,000 to 40,000 tonnes/week)
- Zwiększenie postępu przodków (z 50 do +100 m/tydzień)
  Increased driveage rates (from 50 to +100 m/week)
- Zmniejszenie ilości robót naprawczych obudowy i transportu materiałów
  Less repair work and materials transport
- Zredukowanie kosztów (o ok. 50% dla kosztów materiałów eksploatacyjnych)
  Reduced costs (approx 50% reduction for consumables)
- Zwiększenie poziomu bezpieczeństwa
  Increased safety

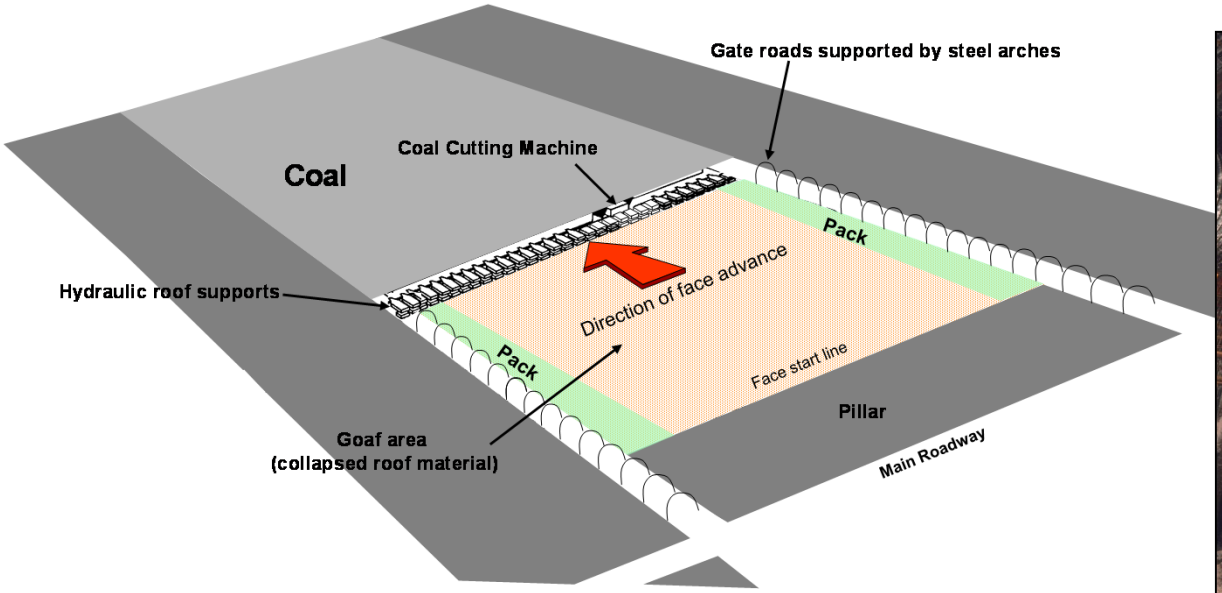
Golder Associates

Co Zostało Zmienione What was changed

- Zmiana obudowy łuków stalowych na obudowę kotwową, a co za tym idzie kształtu chodników przyścianowych z łukowego na prostokątny
  Change from arch support to rockbolts, hence change from arch roadways to rectangular shape roadways
- Zmiana na system eksploatacji z zastosowaniem stabilnych filarów międzyścianowych
  Change from reuse of roadways to single use and stable pillars
- Zmiana ułożenia paneli ścianowych w kierunku maksymalnych naprężeń poziomych
  Longwall panel - in the direction of maximum horizontal stresses
- Zwiększenie bezpieczeństwa
  Improved safety
- Tylko te kopalnie, które wprowadziły zmiany przetrwały prywatyzację
  Only mines who changed survived privatization.

Górnictwo w UK przed Wprowadzeniem Kotwienia Introduction to Mining in UK pre Rock Bolting

Przed latami 90-ymi – Ściany „do pola”; Obudowa Łukowa; Większość kopalń bez Filarów Międzyścianowych (skin-to-skin) Pre 1990’s Advancing Longwall Faces, Steel Arch Support; Most mines Skin to Skin







- **OBUDOWA PODPOROWA (Pasywna)**

  STANDING SUPPORT (Passive)

  Instalowana w wyrobisku

  Installed in the roadway

Golder Associates

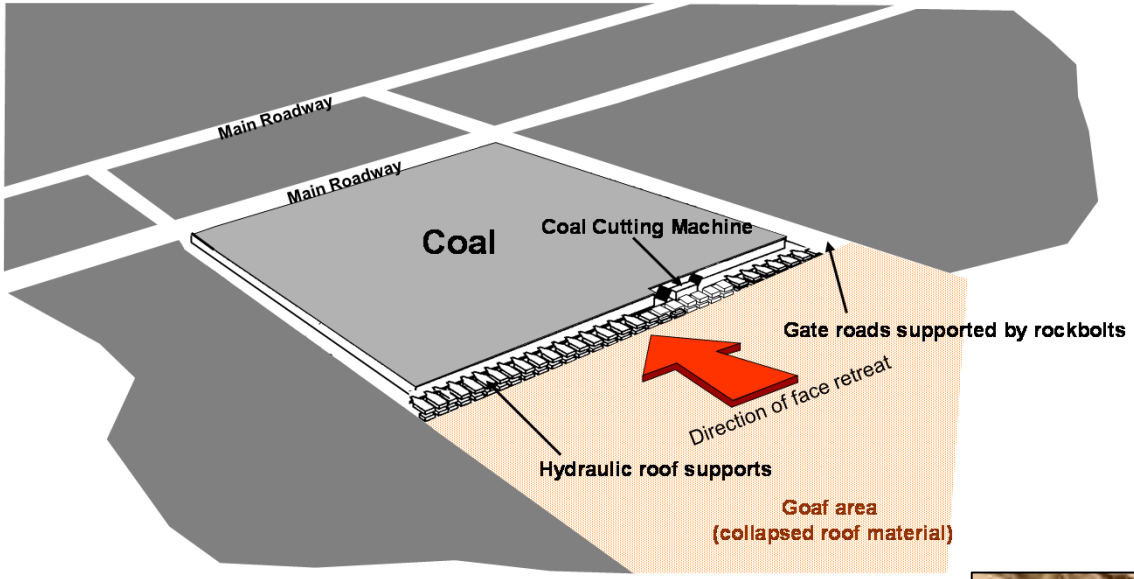
Górnictwo w UK po Wprowadzeniu Kotwienia

Introduction to Mining in UK with Rock Bolting

1988-1992 Wdrożenie Kotwienia z eksploatacją „od pola", ze Stabilnymi Filarami

1988–1992 Introduction of Rockbolting with Longwall Retreat Mining with Stable Pillars

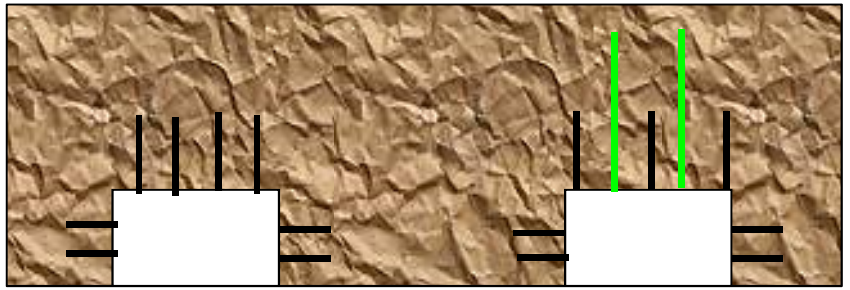
Bardziej ekonomiczne More economic **Bezpieczniejsze** Safer





- **WZMOCNIENIE GÓROTWORU (Active)**
  REINFORCEMENT (Active)

Kotwy zainstalowane w górotworze
Bolts installed into the rock

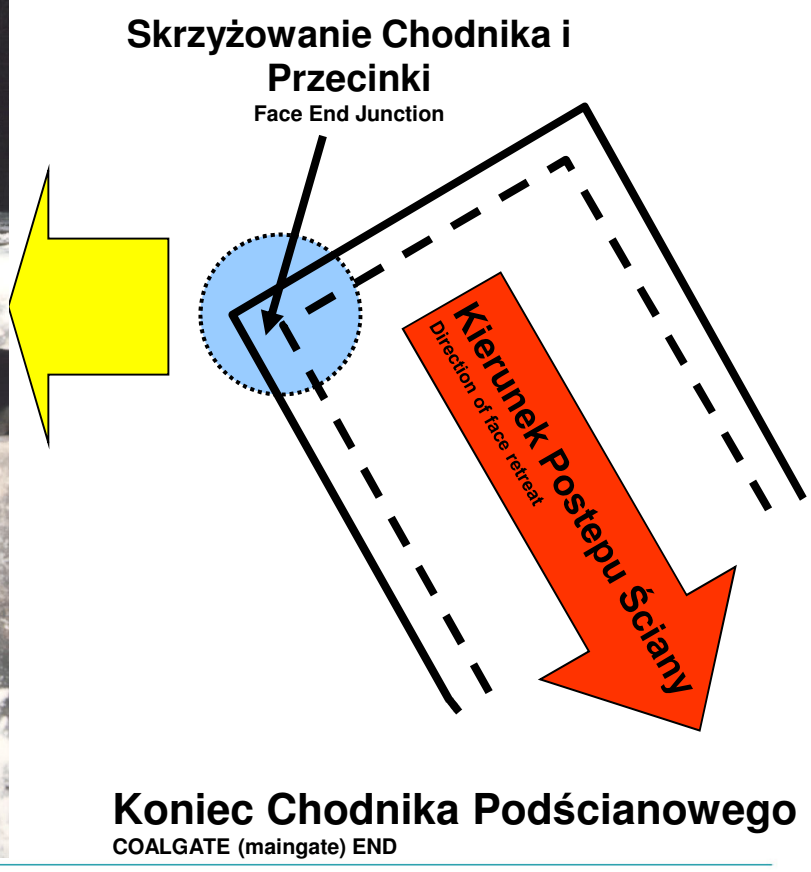


Golder Associates

Dobre Warunki w Skrzyżowaniach Chodników z Przecinką Ścianową są Niezbędne dla Szybkiego Postępu Ściany

Good Face End Conditions with Rockbolting are Essential for Rapid Retreat





Typowy plan kopalni brytyjskiej

Typical UK mine layout



Układ wyrobisk przed 1989 rokiem (ściany bez filarów, system ‚ściana przy ścianie' i ponowne wykorzystywanie chodników przyścianowych)

Layout before 1989
(Advancing Skin to Skin and reuse of gateroads)

Układ wyrobisk gdy pierszy raz wprowadzono obudowę kotwową (zmiana kierunku ścian, ale wciąż nie stosowano filarów między ścianami)

Layout with first introduction of rockbolts
(Note change of panel orientation but no stable pillars)

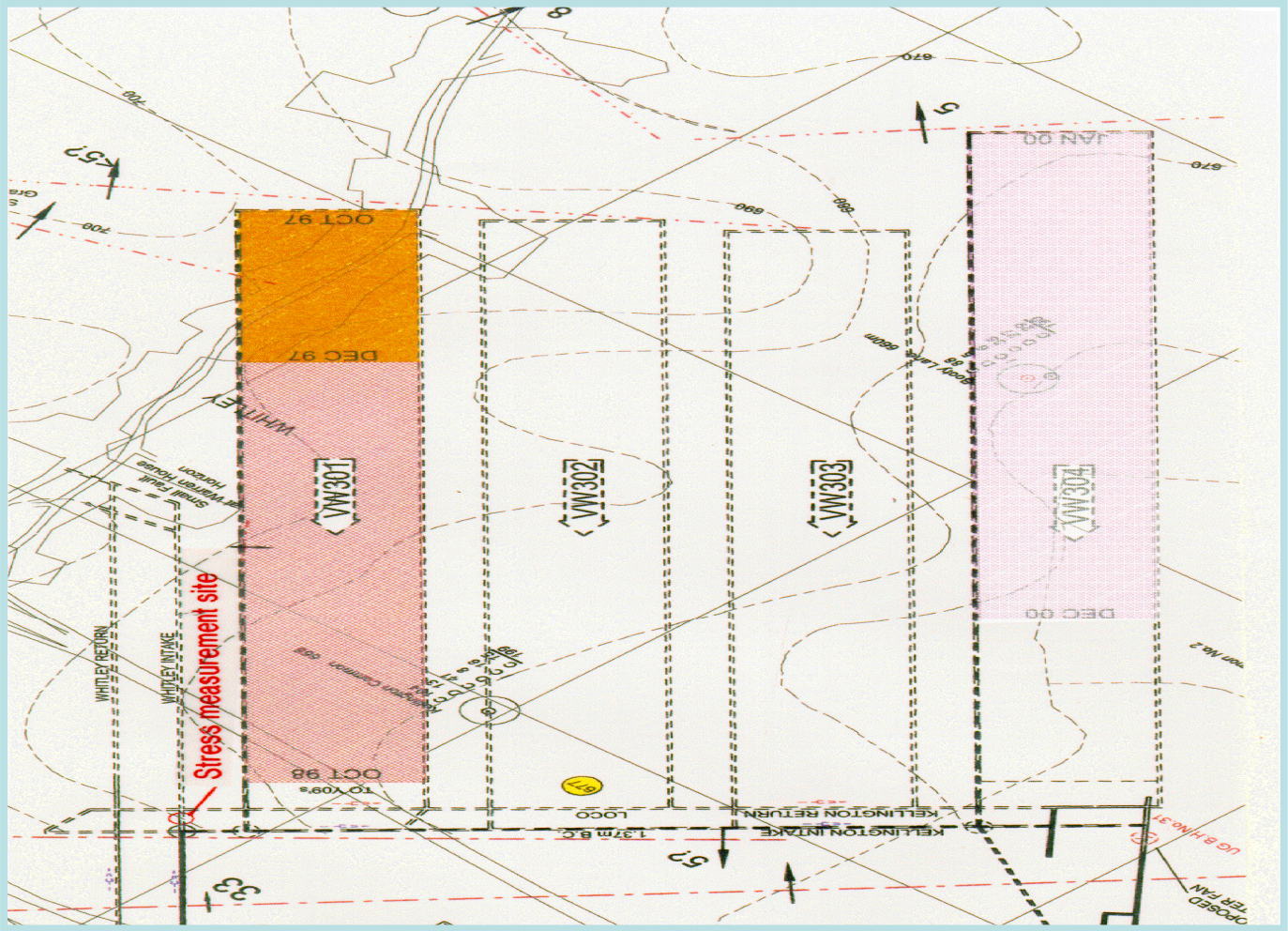
Układ wyrobisk po prywatyzacji (teraz ściany ukierunkowane tak, aby zminimalizować skutki wpływu naprężeń poziomych , zastosowanie stabilnych filarów umożliwiających kotwienie)

Layout after privatization
(Panels now orientated to minimise horizontal stress effects with stable pillars to enable rockbolting and panel retreat.)

Golder Associates

Typowy Plan Kopalni Brytyjskiej z Zastosowaniem Stabilnych Filarów

Typical UK Mine Layout with Stable Pillars



Korzyści Obudowy Kotwowej w Porównaniu do Łukowej Benefits of Rockbolt Support Compared to Steel Support

Bezpieczeństwo i Wypadkowość Safety and Accidents

- Kotwienie w Wielkiej Brytanii dowiodło, że jest znacznie bezpieczniejsze niż zabudowa łuków stalowych Rockbolting in the UK has proved significantly safer than setting steel supports.
- Wskaźnik wypadków spowodowanych opadem skał w przodkach został zredukowany o 73% kiedy wprowadzono kotwienie pomiędzy 1986 a 1994 The rate for falls of ground accidents in roadway drivages reduced by 73% as rockbolting was introduced between 1986 and 1994
- Wypadki przy transporcie elementów obudowy także wykazały znaczny spadek Accidents from handling supports also showed a significant fall
- Dane Brytyjskiego Urzędu Górniczego wykazały, że kotwienie jest bezpieczniejsze od łuków stalowych. Stwierdzono, że dla okresu 2000-2006, mimo że 95% wyrobisk było zakotwionych, tylko 20% ogólnej liczby wypadków spowodowanych opadem skał nastąpiło w tych wyrobiskach Annual HMI reporting figures for the UK also showed that rockbolting to be far safer than steel support; for the period 2000-2006 HMI concluded that although over 95% of roadways were rockbolted, these accounted for only 20% of fall of ground accidents

Golder Associates

Oszczędności na Materiałach i Kosztach Transportu

Savings in Materials and Transport Costs



Materiały do Zabudowy 10m Chodnika przy Zastosowaniu Obudowy Łukowej

Materials for 10m of Advance with Steel Arch Support



Materiały do Zabudowy 10m Chodnika przy Zastosowaniu Kotwienia

Materials for 10m of Advance with Bolted Support

Golder Associates

Korzyści Obudowy Kotwowej w Porównaniu do Łukowej Benefits of Rockbolt Support Compared to Steel Support

Wydajność i Koszty Production and Costs

- Do grudnia 1993 roku całkowita długość zakotwionych wyrobisk wyniosła 238km w 39 kopalniach. By December 1993, a cumulative distance of some 238km of bolted roadways had been completed at 39 mines.
- Wydajność brytyjskich kopalni została przeobrażona przez wprowadzenie kotwienia - Ulepszone warunki górnicze w chodnikach przyścianowych na skutek zastosowania kotwienia
  British Coal's productivity was transformed by rockbolting over the period in the run up to privatization in 1994. - improved face retreat conditions due to rockbolting
- Koszty materiałów zostały zmniejszone o połowę, a także koszty transportu znacząco zmniejszone. In addition support material costs had been halved and transport costs also significantly reduced.
- Dane o wydajności kopalni brytyjskich, wyrażone w tonach na roboczodniówkę, pokazują wpływ wprowadzenia kotwienia: British Coal productivity figures, expressed in tonnes per man shift, illustrate the impact of the introduction of rockbolting:

- 1984-85 całkowita wydajność była stała na poziomie 2.5tony/rbdn 1984-5 overall productivity was static at around 2.5 tonnes/man shift.
- 1994 wydajność zwiększyła się do >12ton/rbdn, kiedy to wszystkie kopalnie, które przetrwały prywatyzację, stosowały kotwienie jako główny system obudowy 1994 increased to +12 tonnes/man shift with all remaining using rockbolts.

Golder Associates

Korzyści Obudowy Kotwowej w Porównaniu do Łukowej Benefits of Rockbolt Support Compared to Steel Support

- Największe potencjalne korzyści wprowadzenia kotwienia i stabilnych filarów międzyścianowych, to szybsze postępy przodków, ale co najważniejsze szybszy postęp ścian

- Korzyści te są uzyskiwane poprzez zmniejszenie poziomu naprężeń, co z kolei daje lepsze warunki, w których kotwie mogą zapewnić bardziej skuteczne wzmocnienie skał

- Przy postępie ściany, stabilność skrzyżowania rozcinki ścianowej z chodnikami jest zwiększona i opóźnienia związane z usuwaniem nóg obudowy zostały wyeliminowane. Korzyści te przekładają się na większe wskaźniki produkcji i większą wydajność, jak pokazały to dane z kopalni brytyjskich

- The greatest potential benefits of rockbolting and adopting stable pillars can be obtained in terms of both faster roadway drivage and improved face retreat rates, but although well proven worldwide and significant it is not easily quantified in advance.
- These benefits are obtained through reduced imposed stress levels, which in turn give better conditions in which rockbolts can provide more effective support.
- On retreat, faceline /roadway T junction stability is improved and delays associated with the need to remove support legs eliminated. These benefits translate into greater production rates and improved productivity, as revealed by the British Coal figures.

Wdrożenie Samodzielnej Obudowy Kotwowej w UK Introduction of Sole Rockbolting Support in the UK

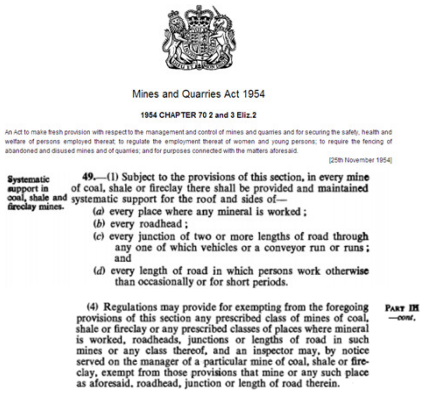
- Było to duże osiągnięcie techniczne, aby zmienić strategię obudowy chodników w tradycyjnym i ugruntowanym przemyśle górniczym w Anglii, w sposób bezpieczny i zaplanowany.
  This was a major technical achievement to change the support strategy of an old and well established industry in a safe and controlled manor.

- Wymagało to zaakceptowania i przyjęcia przez pracowników, kierownictwo, związki górnicze i urzędy górnicze.
  Requiring the acceptance and approval of the workforce, management, unions and the Mines Inspectorate.

- Wymagało to nowego podejścia do obudowy chodnikowej i jej projektowania, aby udowodnić, że obudowa kotwowa była bezpieczniejsza i lepsza niż system obudowy łukowej.
  This required a new approach to mine support and design to prove that rockbolted support was safer and better than arch support systems.

Ewolucja Przepisów Górniczych Evolution of Mining Legislation

Ustawa: Mines and Quarries Act 1954



Mines and Quarries Act 1954

1954 CHAPTER 70 2 and 3 Eliz.2

An Act to make fresh provision with respect to the management and control of mines and quarries and for securing the safety, health and welfare of persons employed thereat; to regulate the employment thereat of women and young persons; to require the fencing of abandoned and disused mines and of quarries; and for purposes connected with the matters aforesaid.

[25th November 1954]

Systematic support in coal, shale and fireclay mines.

49.—(1) Subject to the provisions of this section, in every mine of coal, shale or fireclay there shall be provided and maintained systematic support for the roof and sides of—

(*a*) every place where any mineral is worked;

(*b*) every roadhead;

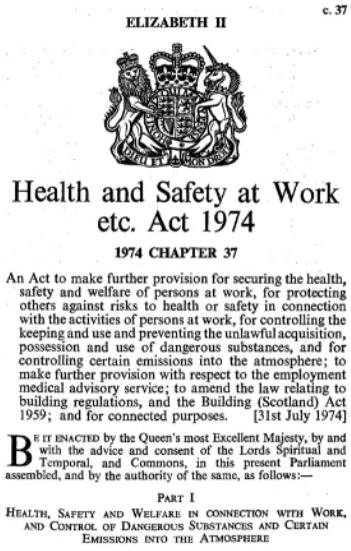
(*c*) every junction of two or more lengths of road through any one of which vehicles or a conveyor run or runs; and

(*d*) every length of road in which persons work otherwise than occasionally or for short periods.

(4) Regulations may provide for exempting from the foregoing provisions of this section any prescribed class of mines of coal, shale or fireclay or any prescribed classes of places where mineral is worked, roadheads, junctions or lengths of road in such mines or any class thereof, and an inspector may, by notice served on the manager of a particular mine of coal, shale or fireclay, exempt from those provisions that mine or any such place as aforesaid, roadhead, junction or length of road therein.

PART III —*cont.*

Ustawa: Health and Safety at Work Act 1974



c. 37

ELIZABETH II

Health and Safety at Work etc. Act 1974

1974 CHAPTER 37

An Act to make further provision for securing the health, safety and welfare of persons at work, for protecting others against risks to health or safety in connection with the activities of persons at work, for controlling the keeping and use and preventing the unlawful acquisition, possession and use of dangerous substances, and for controlling certain emissions into the atmosphere; to make further provision with respect to the employment medical advisory service; to amend the law relating to building regulations, and the Building (Scotland) Act 1959; and for connected purposes. [31st July 1974]

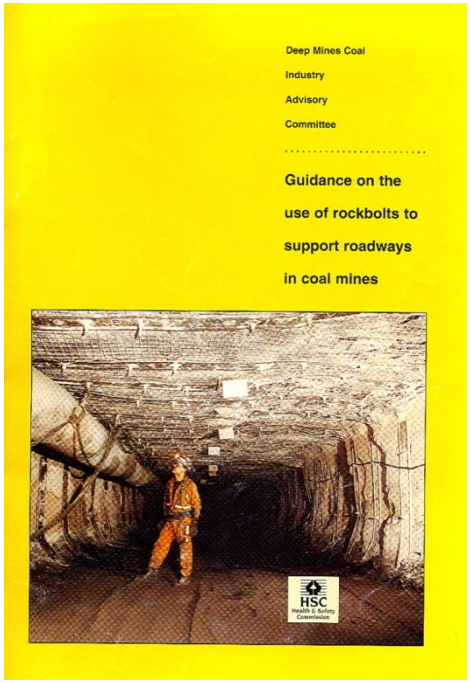
BE IT ENACTED by the Queen's most Excellent Majesty, by and with the advice and consent of the Lords Spiritual and Temporal, and Commons, in this present Parliament assembled, and by the authority of the same, as follows:—

PART I

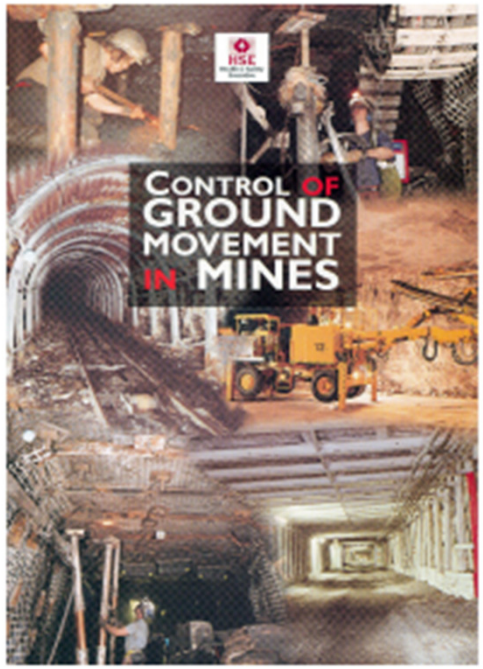
HEALTH, SAFETY AND WELFARE IN CONNECTION WITH WORK, AND CONTROL OF DANGEROUS SUBSTANCES AND CERTAIN EMISSIONS INTO THE ATMOSPHERE

Zalecenia dotyczące samodzielnej obudowy kotwowej 1996

Guidance on sole support by rockbolts 1996



Control of Ground Movement Regulations 1999



Golder Associates

5-cio Stopniowe Przejście z Obudowy Pasywnej na Aktywną 5 Stage Stepped Change from Passive to Active Support

- Zmiana obudowy chodników z łuków stalowych na kotwową była rewolucją w brytyjskim górnictwie. Dlatego potrzebne było stopniowe wprowadzanie kotwienia The progressive change from steel arches bolted roadways at the time was a revolutionary

- Wdrożenie kotwienia w chodnikach danej kopalni obywało się 5-cio etapowo, The 5 stage stepped change was implemented

- To pozwoliło górnictwu na całkowite przestawienie się z obudowy pasywnej (łuki stalowe) na aktywną (kotwie) w ciągu 5 lat (ponad 40 kopalń), podczas których doskonalono i potwierdzano nową technologię This allowed the industry to switch from full passive support to full active support in 5 years while designing and proving the new technology

Golder Associates

Etap 1 Stage 1



Obudowa stalowa (pierwotny projekt) plus dodatkowa obudowa kotwowa

Steel support (original design) plus supplementary bolts

Golder Associates

Etap 2 Stage 2



Stropnice stalowe na stojakach plus pełna obudowa kotwowa

Steel plus timber legs, plus full bolting

Golder Associates

Etap 3 Stage 3



Stropnice stalowe na co drugim stojaku plus pełna obudowa kotwowa

Steel on every second timber leg, plus full bolting

Golder Associates

Etap 4 Stage 4



Obudowa kotwowa plus stojaki przy ociosach

Rockboltis plus legs

Golder Associates

Etap 5 (końcowy) Stage 5 (final)



Samodzielna Obudowa Kotwowa

Sole Rockbolting Support

Golder Associates

W czym może pomóc Golder? How can Golder help?

- Wstępne wizyty na dole, analiza danych geologicznych, planów górniczych i danych z kopalni, ocena warunków górniczo-geologicznych, wybranie miejsca pierwszego kotwienia Initial site visits, assessment of geological data, mine plans, assessment of the strata conditions, selecting rockbolting site
- Szkolenie kierownictwa, dozoru, pracowników Training of managers, supervisors and workmen
- Przeszkolenie inżyniera/ów ds. obudowy na danej kopalni Training of rockbolting engineer/s at the mine
- Szkolenie teoretyczne i praktyczne pod ziemią. Szkolenie na dole na każdej zmianie, 24 godz. na dobę Theoretical and practical training underground. Round the clock shift cover for on site training
- Pomoc w wybraniu odpowiednich materiałów eksploatacyjnych, sprzętu kotwiącego, instrumentów systemu monitoringu Assist with choosing consumables, equipment, monitoring devices
- Badanie naprężeń pierwotnych Stress measurement
- Modelowanie komputerowe Numerical modelling
- Pomoc i nadzór w przygotowaniach i podczas testów na dole, w zaprojektowaniu wstępnego systemu obudowy kotwowej, zaprojektowaniu odpowiedniego systemu monitoringu, progi alarmowe i roboty naprawcze (TARP) Assist and supervision during preparation and rockbolting tests, with designing rockbolting support system and required monitoring system, action levels and spotbolting
- Ścisła współpraca z zatwierdzonym polskim rzeczoznawcą ds. projektowania obudowy Close cooperation with an approved Polish expert for support design
- Analiza danych z monitoringu, przeszkolenie inżyniera/ów ds. obudowy w interpretacji wyników Monitoring analysis, rockbolting engineer/s training in analysis
- Pomoc w opracowaniu systemu oceny ryzyka dla systemu obudowy Assist in development of risk assessment system
- Pomoc i asysta w opracowaniu dokumentacji technicznej, metodologii, instrukcji i procedur Assist in preparing technical documents, method statements, instructions and procedures
- Wsparcie kopalni podczas spotkań z urzędami górniczymi, instytucjami naukowymi, pracownikami, związkami Assist the mine during meetings with mining authorities, research institutes, workforce and unions
- Po zakończonym pomyślnie wdrożeniu kotwienia na kopalni: wsparcie techniczne i doradztwo, okresowe wizyty w celu potwierdzenia zachowania standardów
  After successful introducing of rockbolting: technical advise and periodic visits to confrirm that good stsnadards are maintained

Golder Associates

Podstawy Obudowy Kotwowej Zaawansowanej Technologii AT

Basics of AT Rockbolt Support

Golder Associates

Postęp w stosowanej obudowie: od Obudowy Podporowej do Obudowy Kotwiowej How did we progress from Standing Support to Rockbolted Support

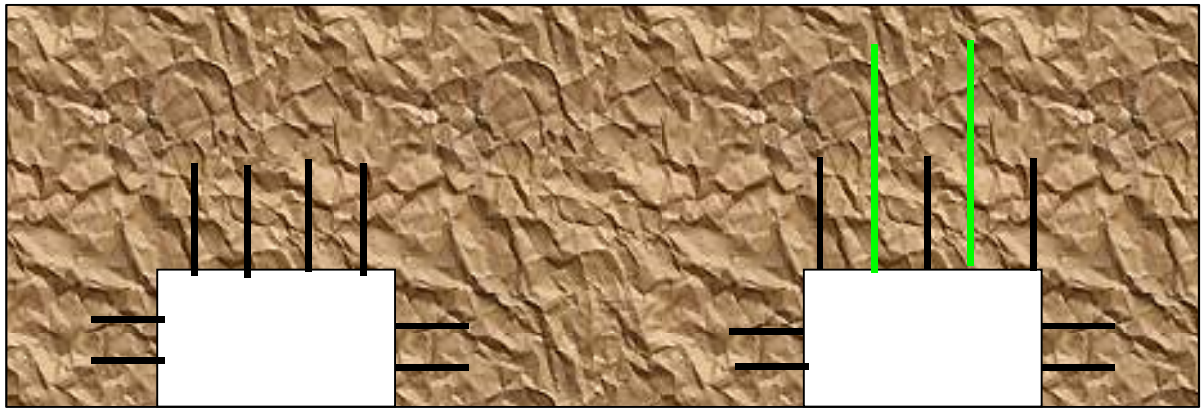
- **OBUDOWA PODPOROWA (Pasywna)**
  STANDING SUPPORT (Passive)

  Instalowana w wyrobisku
  Installed in the roadway



- **WZMOCNIENIE GÓROTWORU (Active)**
  REINFORCEMENT (Active)

  Kotwy zainstalowane w górotworze
  Bolts installed into the rock



Golder Associates

System Kotwienia Zaawansowanej Technologii AT

Advance Technology AT Rockbolting Support System

System kotwienia AT (ang. Advance Technology) został opracowany pod koniec lat 80-ych

Był stosowany w Wielkiej Brytanii od 1990 roku jako samodzielna obudowa wyrobisk (przekrój prostokątny)

Kotwie o tej samej specyfikacji są produkowane w Polsce od 1997 roku

The AT bolt and resin system was originally developed to British Coal specifications in late 1980's, and has been used in the UK since 1990 for sole support of rockbolted roadways (rectangular section). Rockbolts to the same specification have been produced in Poland since 1997

Golder Associates

Główne elementy systemu kotwienia AT

Key elements of AT Rockbolting

- Materiały systemu kotwienia o wysokiej wytrzymałości i zgodne ze standardami. Kotwie wklejane na całej długości
  Standardised high strength consumables. Fully encapsulated rockbolts

- Szczegółowe badania warunków panujących w danej kopalni w celu zaprojektowania wstępnego systemu obudowy kotwowej
  Detailed site investigation to design an initial support system.

- Weryfikacja projektu obudowy, poprzez kompleksowe pomiary
  Verification of the design through design measurement.

- Rutynowe monitorowanie wszystkich zakotwionych wyrobisk w celu zapewnienia ich stabilności; odpowiednich wartości alarmowe deformacji stropu, których przekroczenie wymaga zainstalowania dodatkowej obudowy
  Routine monitoring of all bolted roadways to ensure stability by setting appropriate trigger levels at which additional support is installed.

- Szczegółowe programy szkoleniowe dla wszystkich osób kierownictwa, kadry inżynierskiej oraz wszystkich pracowników
  Detailed training programmes for all management and workforce.

Golder Associates



Na czym opiera się kotwienie systemem AT?
The basis of AT system

Projektowanie poprzez

POMIARY

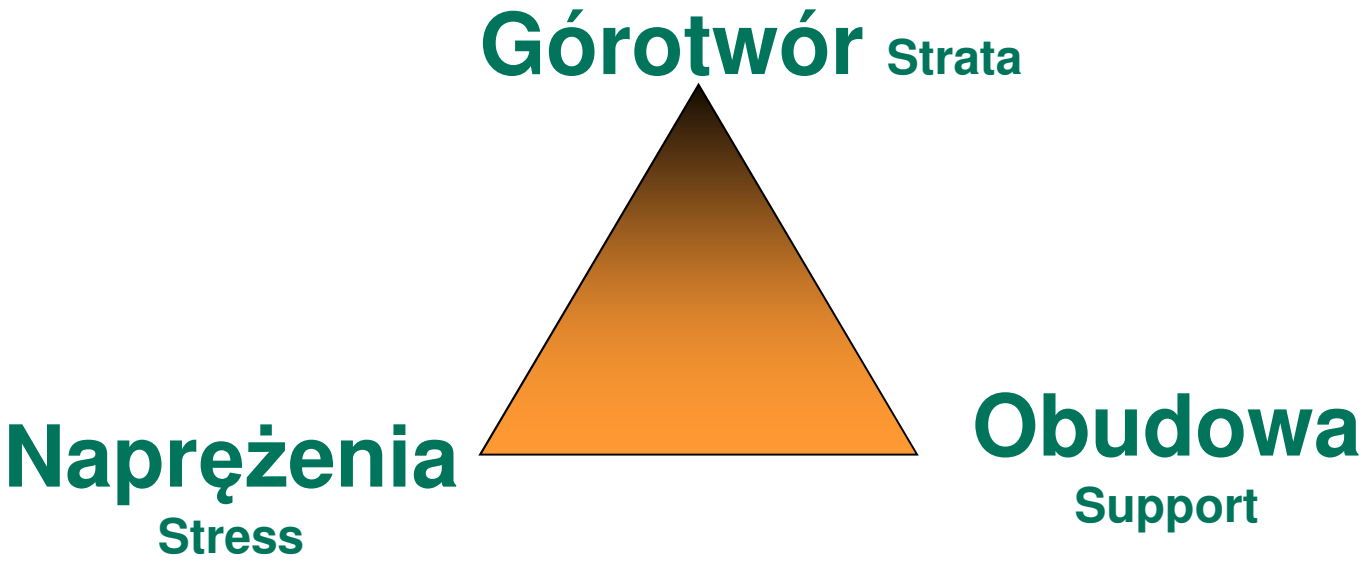
DESIGN by Measurement
NOT theory

NIE teorię

Advanced Technology (AT) Rockbolting - Kotwienie Zaawansowanej Technologii

Golder Associates

THE PROBLEM



Golder Associates

Utrzymanie Stabilności Wyrobisk

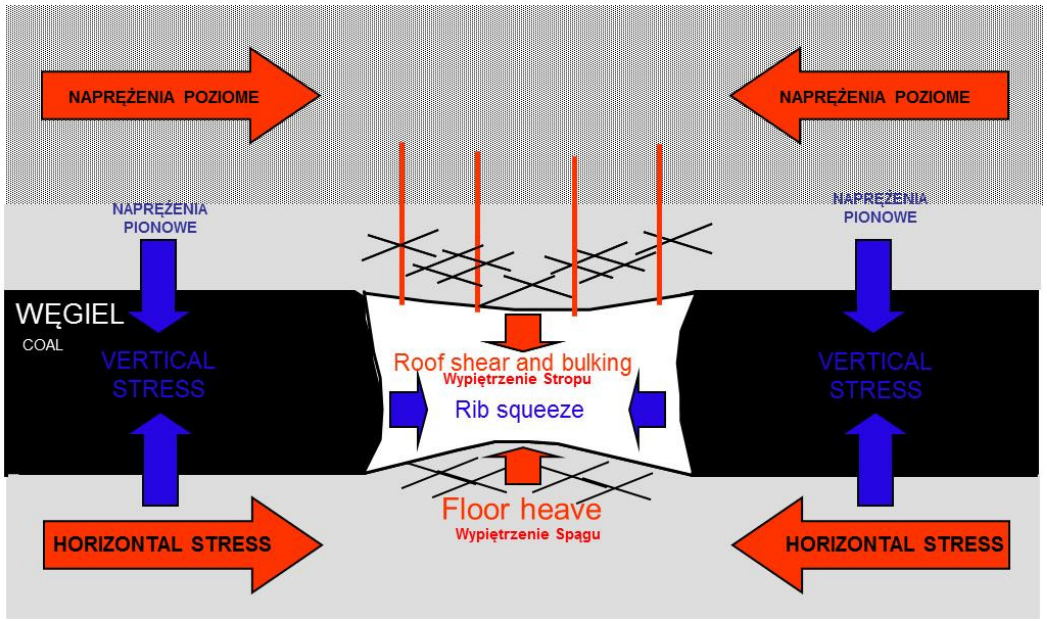
Strata Control

Co Powoduje Deformacje Wyrobisk?

What Drives Deformation ?

- **Naprężenia i Geologia**

  Stress and geology







Golder Associates

Naprężenia
Stress

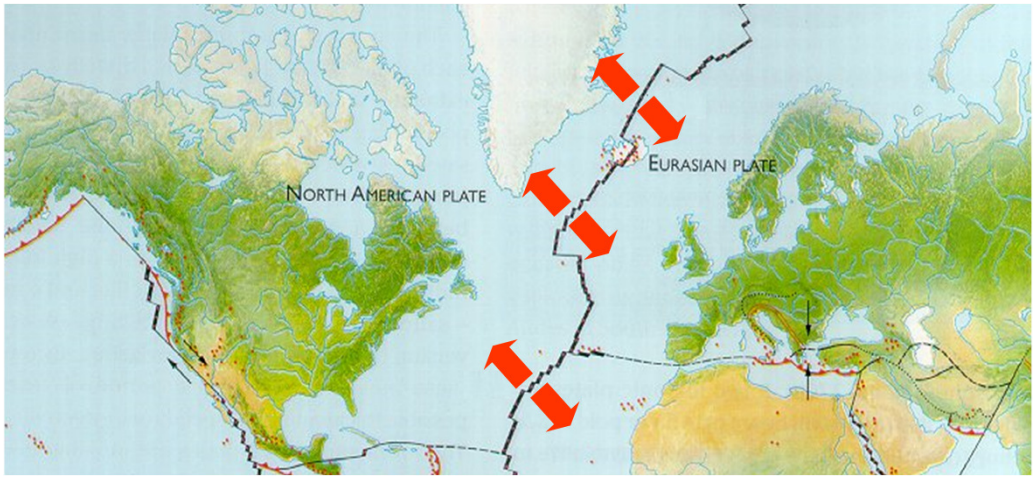
Ruch Płyt Tektonicznych i Naprężenia Poziome Plate Tectonics and Horizontal Stress

Co Powoduje Deformacje?

What Drives Deformation ?

Ruch płyt tektonicznych

Tectonic plates movement





- **Skutek Naprężeń Poziomych**

  Horizontal Stress effects

Golder Associates

Maksymalne Naprężenia Poziome w UK

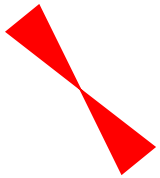
Maximum Horizontal Stress Directions in UK

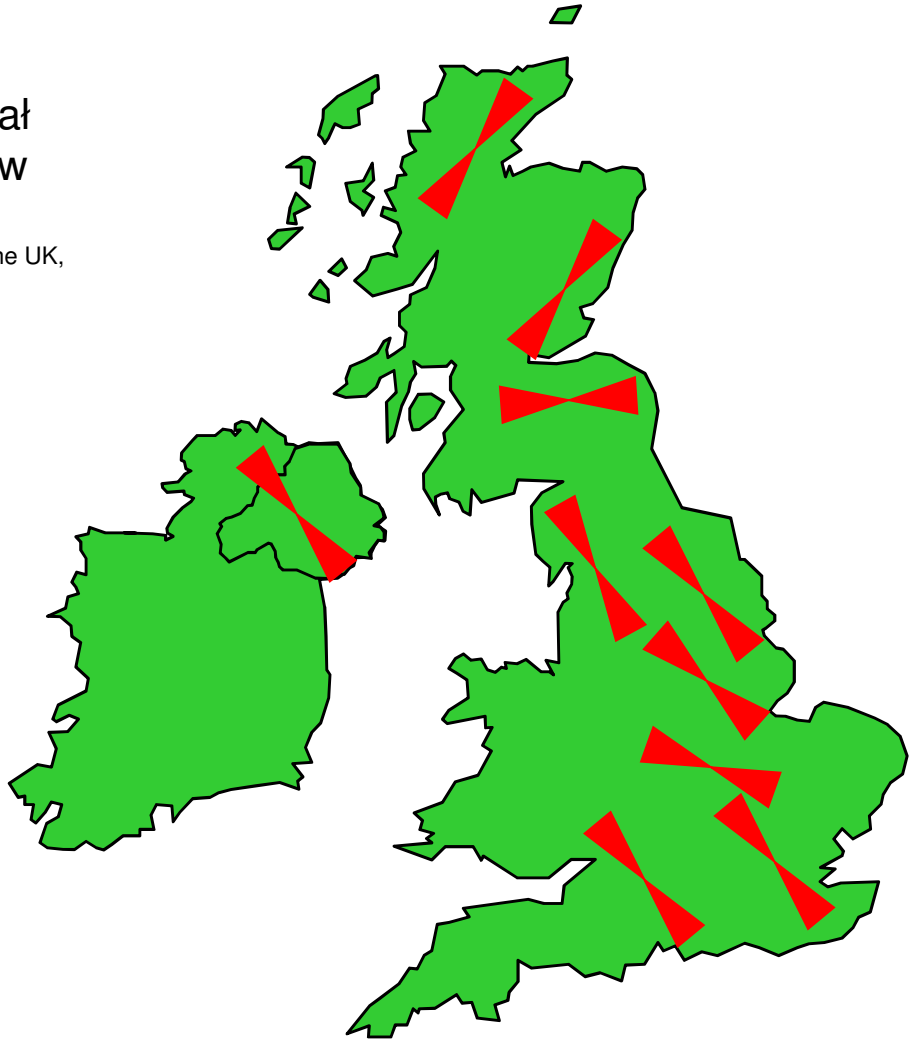
W Wielkiej Brytanii RMT/Golder wykonał setki pomiarów naprężeń pierwotnych w kopalniach węgla i innych

RMT/Golder has undertaken hundreds of stress measurement tests in the UK, in coal mines and other mines

Kierunek Maksymalnych Naprężeń Horyzontalnych

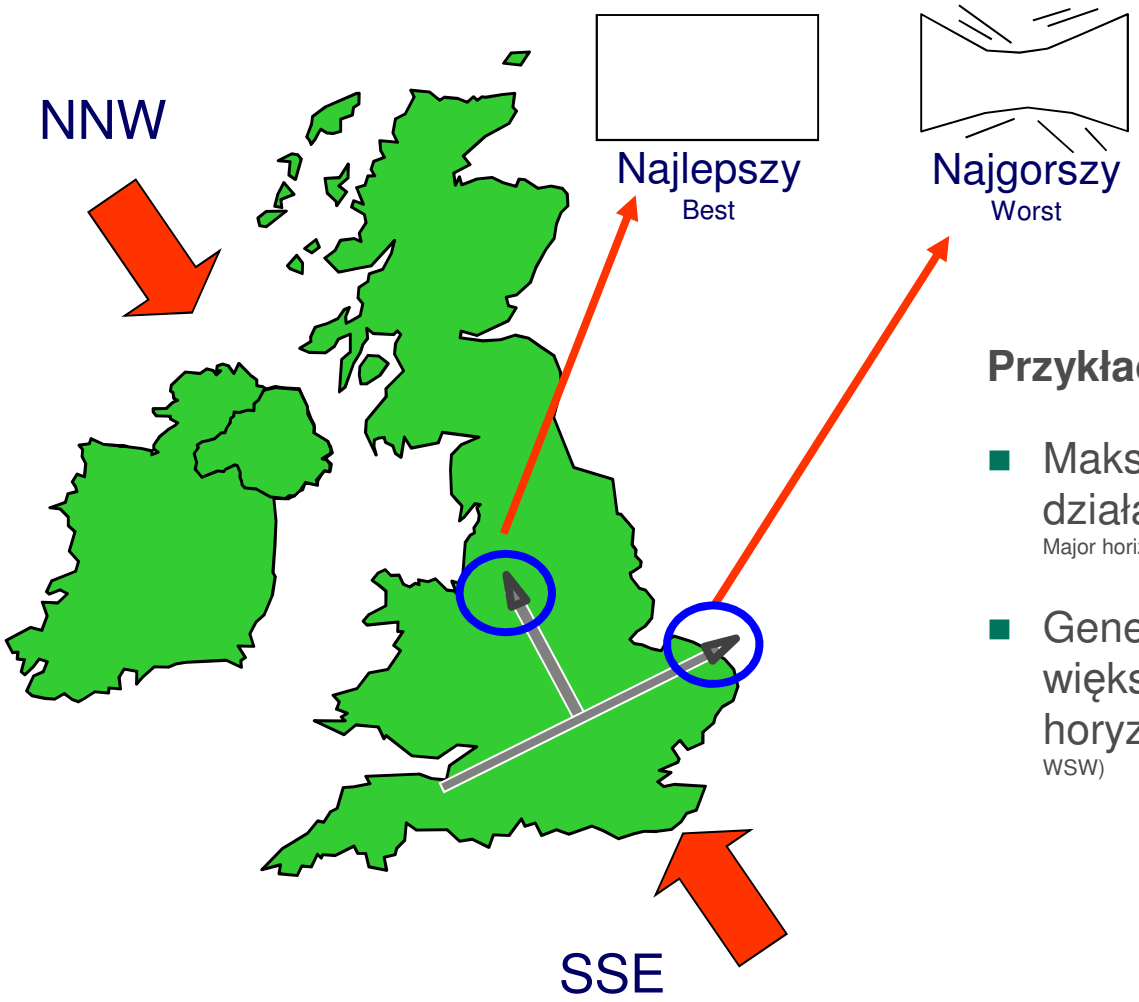
Maximum Horizontal Stress Direction





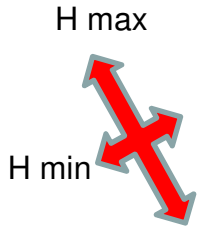
Golder Associates

„Dobry” i „Zły” Kierunek Drążenia Wyrobisk w Nawiązaniu do Maksymalnych Naprężeń Poziomych Good and Bad Drivage Directions In Relation to Maximum Horizontal Stress



Przykład Wielkiej Brytanii: UK example:

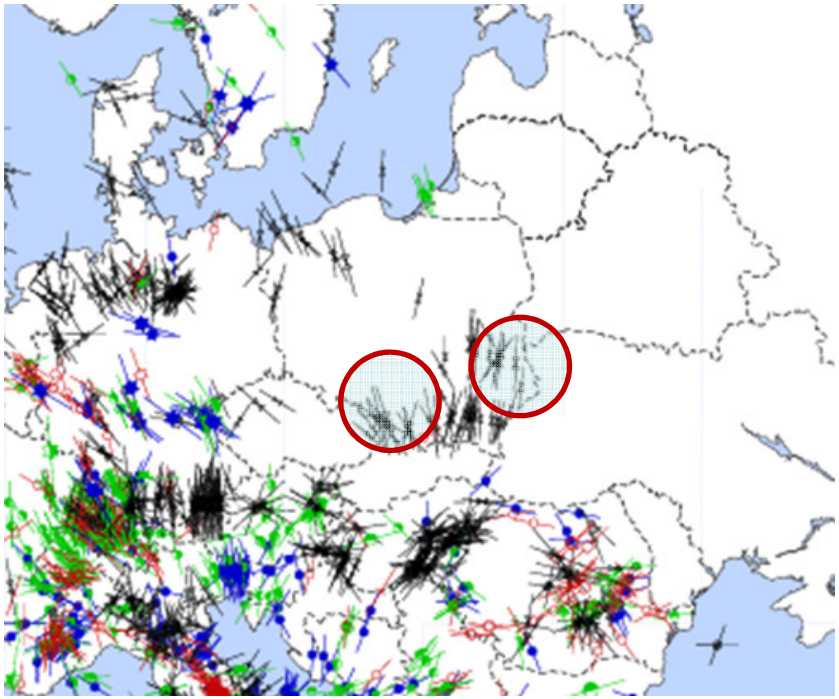
- Maksymalne naprężenie horyzontalne działa generalnie w kierunku NNW-SSE
  Major horizontal stress in general acts NNW-SSE
- Generalnie wartość ta jest około 2x większa od minimalnego naprężenia horyzontalnego Typically twice the minor horizontal stress (ENE – WSW)



Golder Associates

Naprężenia Poziome w Polsce

Poland - Horizontal Stress



** Based on World Stress Map*

- **Górny Śląsk i Zagłębie Lubelskie – brak kompleksowych badań pierwotnego stanu naprężeń (kierunku i wartości naprężeń)**

  Upper Silesia and Lublin Area– lack of comprehensive stress measurement tests (stress magnitude+stress direction)

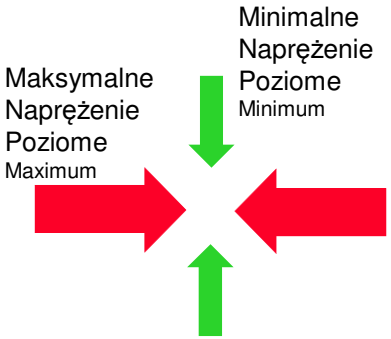
- **Bazując na obserwacjach warunków w polskich kopalniach przez inżynierów Golder z lat 90-ych, kierunek maksymalnych naprężeń horyzontalych jest prawdopodobnie podobny do tego w UK**

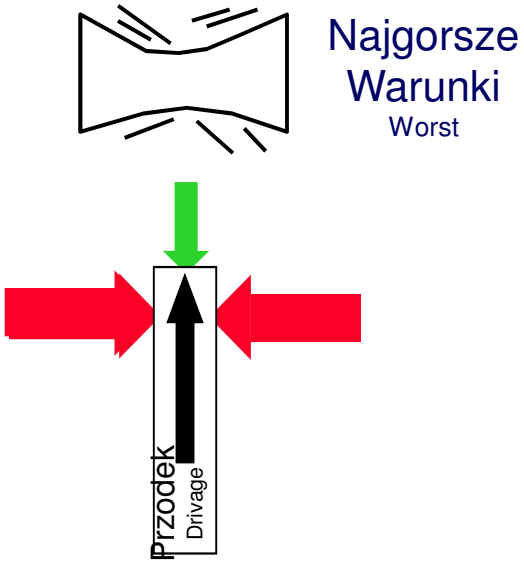
  Based on observation of Golder engineers from 1990's, direction of maximum horizontal stress is probably similar to UK

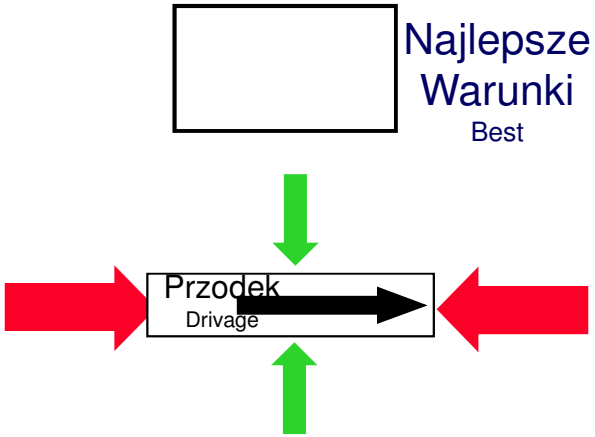
Golder Associates

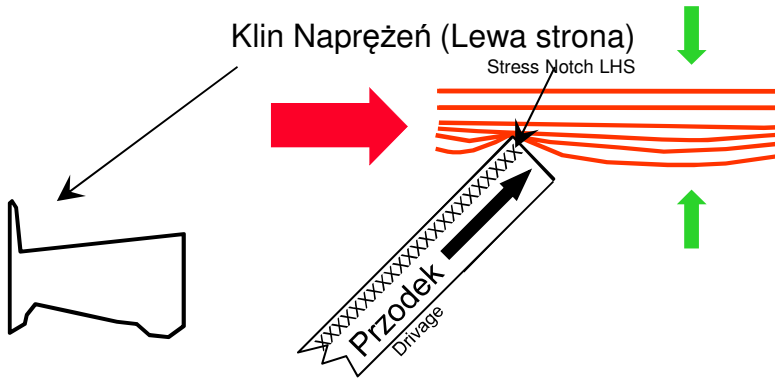
Naprężenia (Efekt Naprężeń Poziomych)

Rock Stress (Horizontal Directional Effects)





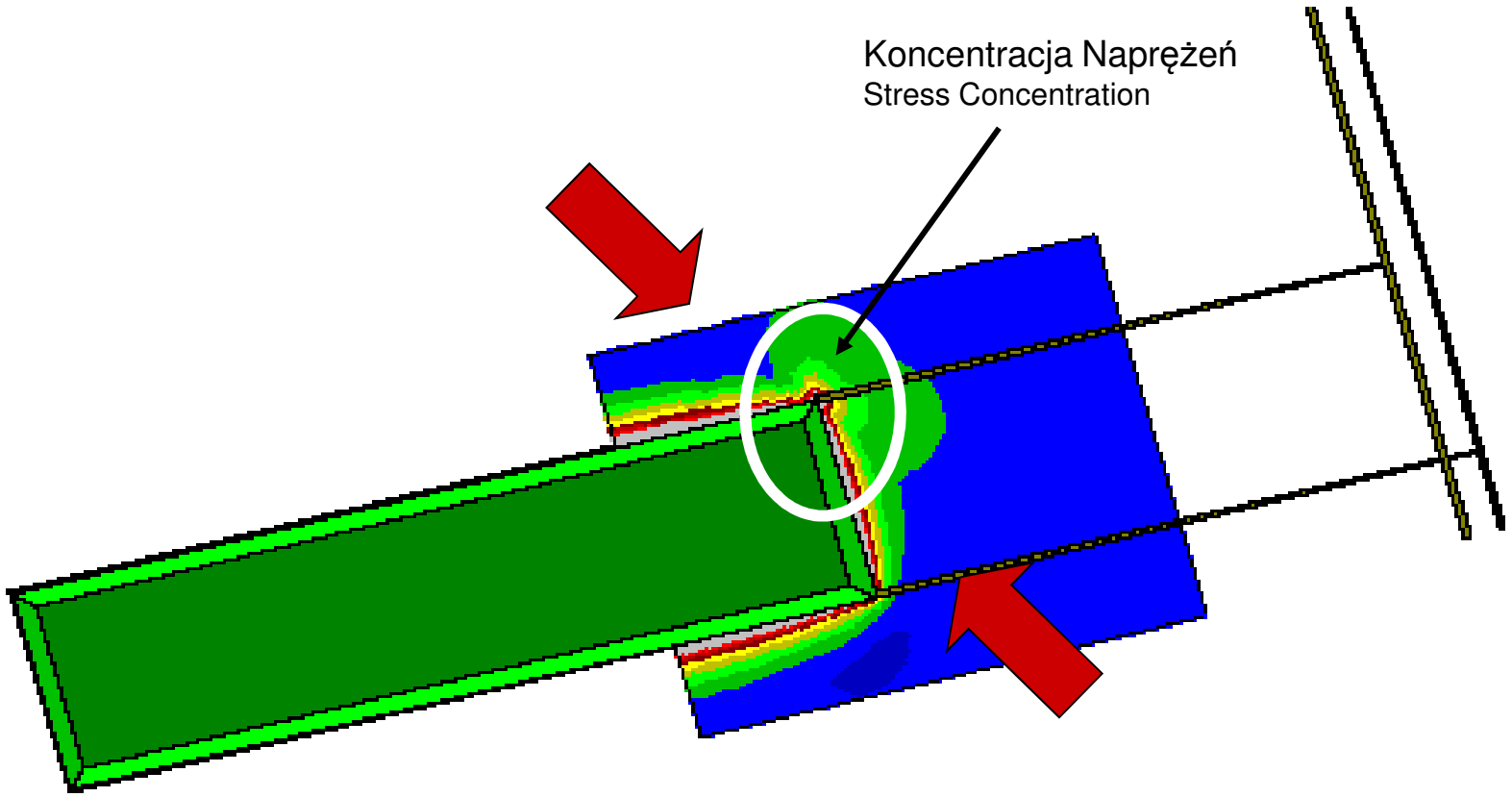




Golder Associates

Wpływ Kierunku Naprężeń - Ściany

Directional Effect - Longwalls



Golder Associates

Badanie Naprężeń Pierwotnych

Stress Determination

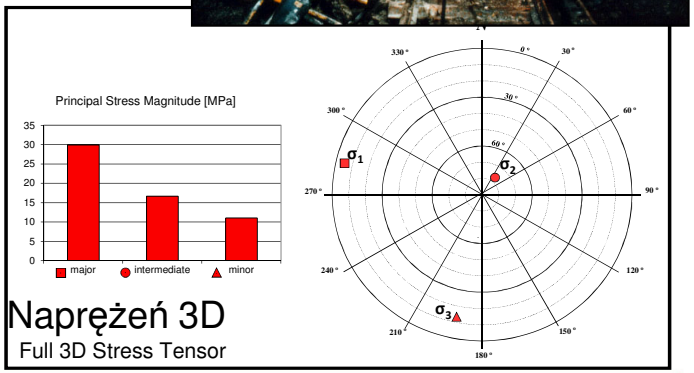
Główna Metoda: Obwiercanie z zastosowaniem sondy HI CSIRO

Primary Method : Overcoring using the CSIRO Hollow Inclusion Cell

- Mierzy trójwymiarowy tensor naprężeń (kierunki i wartości) Measures the full three dimensional stress tensor (direction & magnitude)
- Badania te są oferowane przez Golder. Nasi inżynierowie mają szerokie doświadczenie w tych badaniach na całym świecie This service is provided by Golder Nottingham office. Our engineers have wide-ranging experience in these techniques and offer a worldwide service in stress measurement.
- W Polsce jak do tej pory rzadko wykonywane. Golder przeprowadził takie badania w okolicach Lubina In Poland, so far rarely carried out, only in the Lubin area.







Tensor Naprężeń 3D

Full 3D Stress Tensor

Golder Associates

Modelowanie Komputerowe
Numerical Modelling

Narzędzie do Projektowania Obudowy Tool for Support Design

Stosowane Typowe Programy Typical Numerical codes deployed

- FLAC
- FLAC3D
- MAP3D

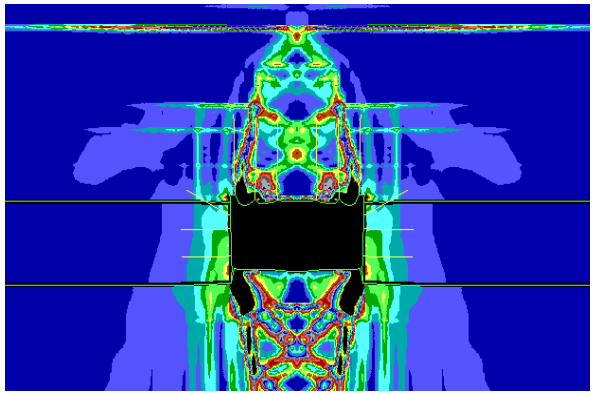
Z czasem moc obliczeniowa znacząco wzrosła Computational power increased significantly with time

- Przejście do modeli 3D Move to 3D Models

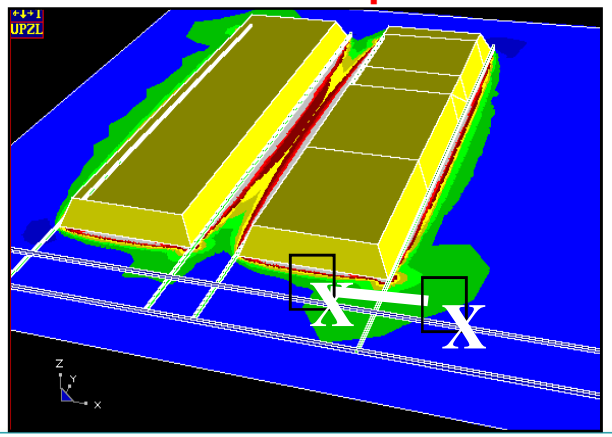
Stosowanie alternatywnych programów w razie potrzeby Use of alternative codes when necessary

- UDEC i 3DEC
- ELFIN
- PFC2D/3D
- MINSIM, itd.

FLAC (2D)



Map3D model



Golder Associates

Naprężenia – Podsumowanie
Stress - Summary

- Zrozumienie naprężeń i ich wpływu jest konieczne dla utrzymania wyrobisk
  Understanding stress and its effects is vital for good ground control

- Wpływ naprężeń poziomych jest równie ważny jak wpływ naprężeń pionowych
  Horizontal stress effects are just as important as vertical stress effects

- Planować z wyprzedzeniem aby uniknąć koncentracji naprężeń gdzie tylko możliwe
  Plan ahead to avoid stress concentration effects where possible

- Podjąć odpowiednie środki zaradcze (na przykład dodatkowa obudowa), gdzie są oczekiwane skutki koncentracji naprężeń
  Take precautions (e.g. extra supports) where stress concentration effects are expected

Golder Associates

Górotwór

Strata

Określenie Warunków Geologicznych
Geology Determination

Typowe wartości R_C (wytrzymałość na jednosiowe ściskanie) dla skał typowych dla kopalni węgla

Typical UCS Test Results for Coal Measures Rocks

Węgiel Coals	5 – 25MPa
Mułowce Mudstones	15 – 50MPa
Pyłowce/Iłowce Siltstones	25 – 80MPa
Piaskowce Sandstones	30 – 150MPa



Typowy rdzeń 5m wgłąb stropu **Typical 5m roof core**

Rzeczywista Wytrzymałość Skał w Warunkach Dołowych, Jest Dużo Mniejsza Niż w Warunkach Laboratoryjnych

THE EFFECTIVE STRENGTH OF ROCK IN SITU IS MUCH LESS THAN IN LABORATORY TESTS

Golder Associates

Obudowa

Support

Postęp w stosowanej obudowie: od Obudowy Podporowej do Obudowy Kotwiowej How did we progress from Standing Support to Rockbolted Support

- **OBUDOWA PODPOROWA (Pasywna)**

  STANDING SUPPORT (Passive)

  Instalowana w wyrobisku

  Installed in the roadway

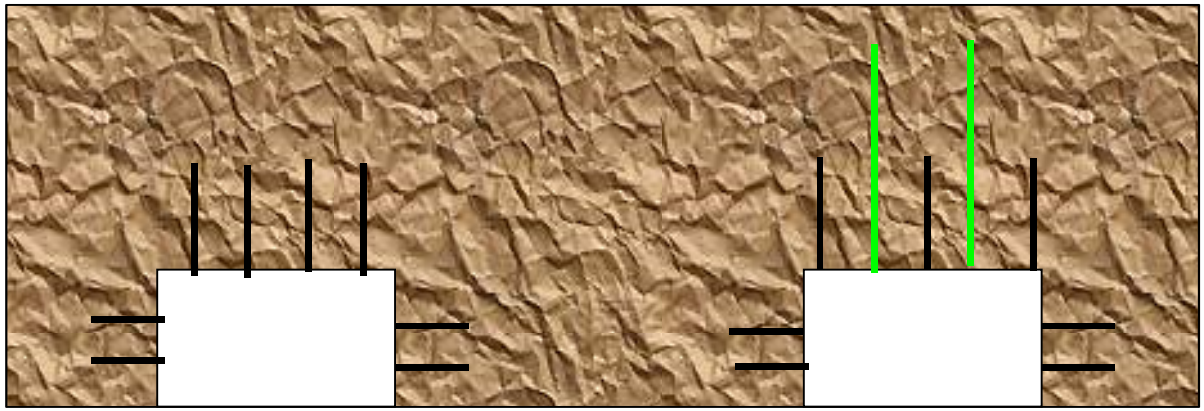


- **WZMOCNIENIE GÓROTWORU (Active)**

  REINFORCEMENT (Active)

  Kotwy zainstalowane w górotworze

  Bolts installed into the rock



Golder Associates

Obudowa Pasywna – Łuki Stalowe Passive Support – Steel arches

Obudowa podporowa **Nie Przeciwdziała** zniszczeniu warstw skalnych

Standing support DOES NOT prevent rock failure

Obudowa podporowa chroni wyrobisko przed opadaniem do niego odłamków skalnych

Standing support prevents failed rocks from falling into the roadway

Obudowa podporowa musi być wystarczająco wytrzymała aby przeciwstawić się uszkodzonym warstwom skalnym i utrzymać ciężar uszkodzonych warstw skalnych

Standing support must be strong enough to resist th deforming ground and to carry the weight of failed rock





Golder Associates

Obudowa Aktywna – Kotwy Wklejane na Całej Długości – System Wzmocnienia Górotworu Active Support – Resin Grouted Rock Bolts - Reinforcement

- Obudowa kotwowa AT wzmacnia górotwór, aktywnie przeciwstawia się zniszczeniu warst skalnych Reinforcemnt system, active supports actively resist rock failure
- Obudowa wzmacniająca musi być zaprojektowana i wykonana właściwie, aby zapobiec zniszczeniu warstw skalnych The reinforcement system design must be correct to prevent rock failure supports actively resist rock failure

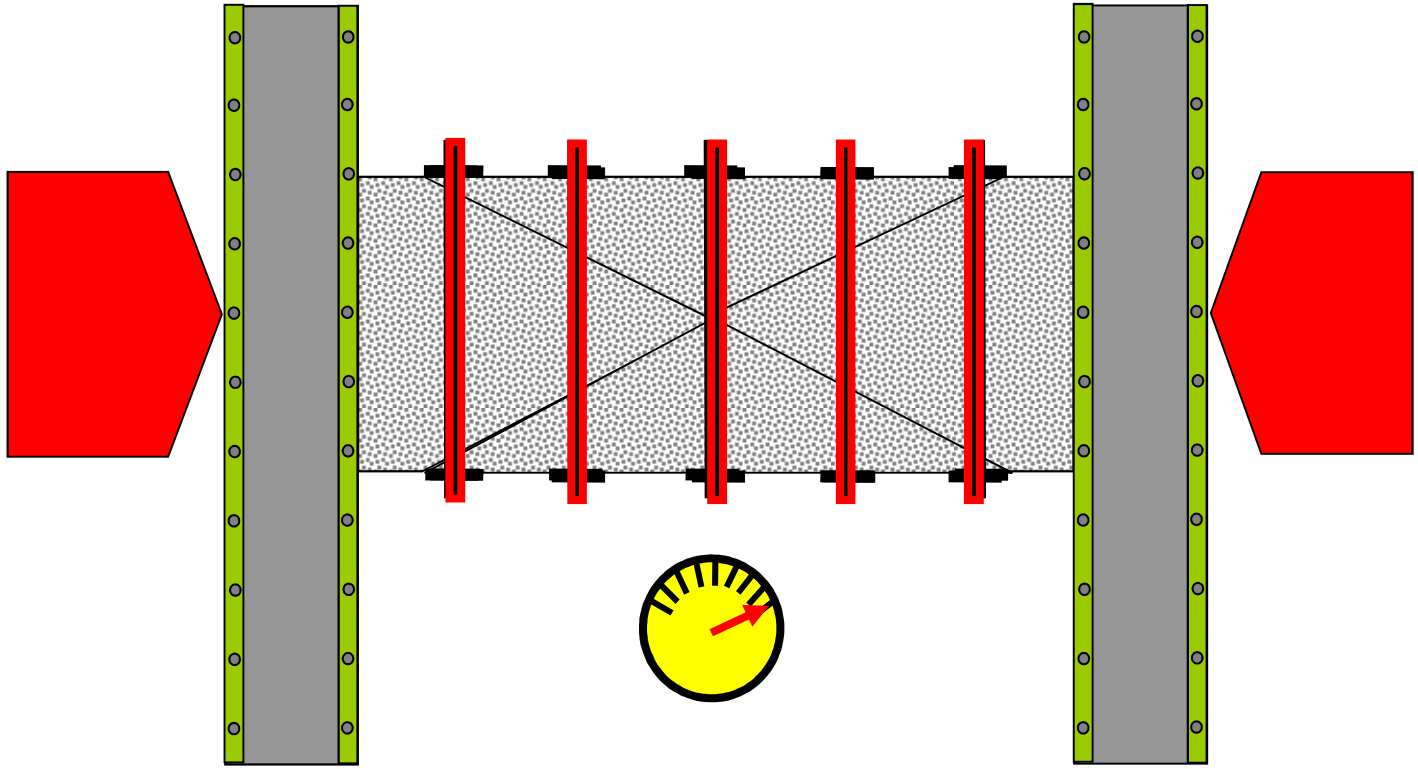




Golder Associates

Kotwie Przeciwdziałają Zniszczeniu

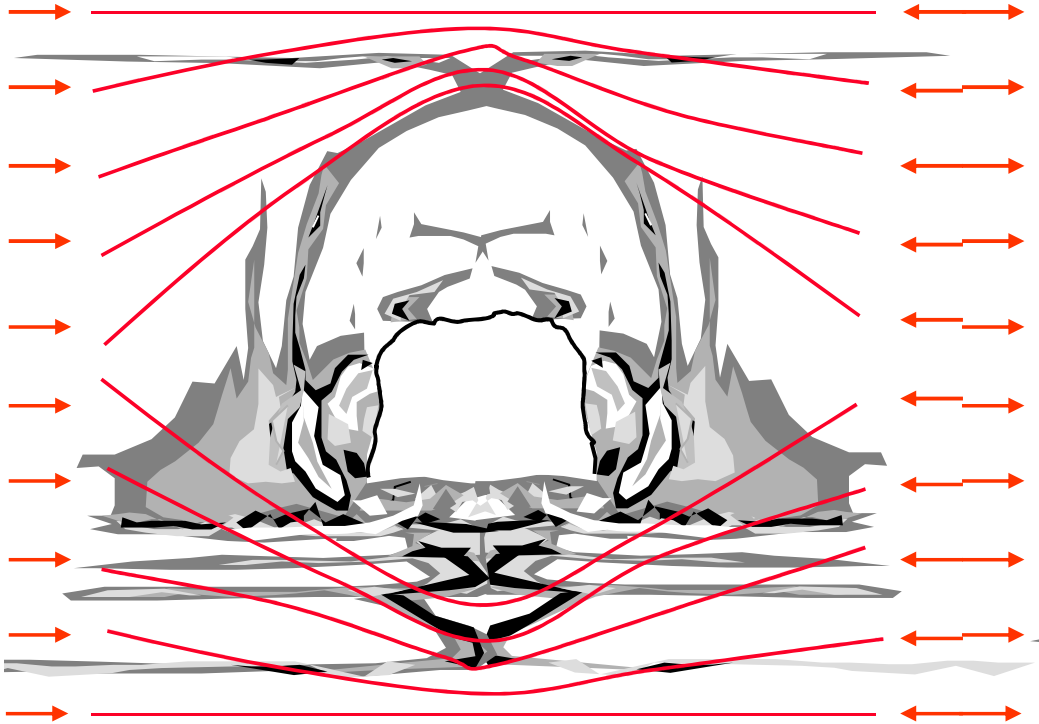
Rockbolts Resist Failure



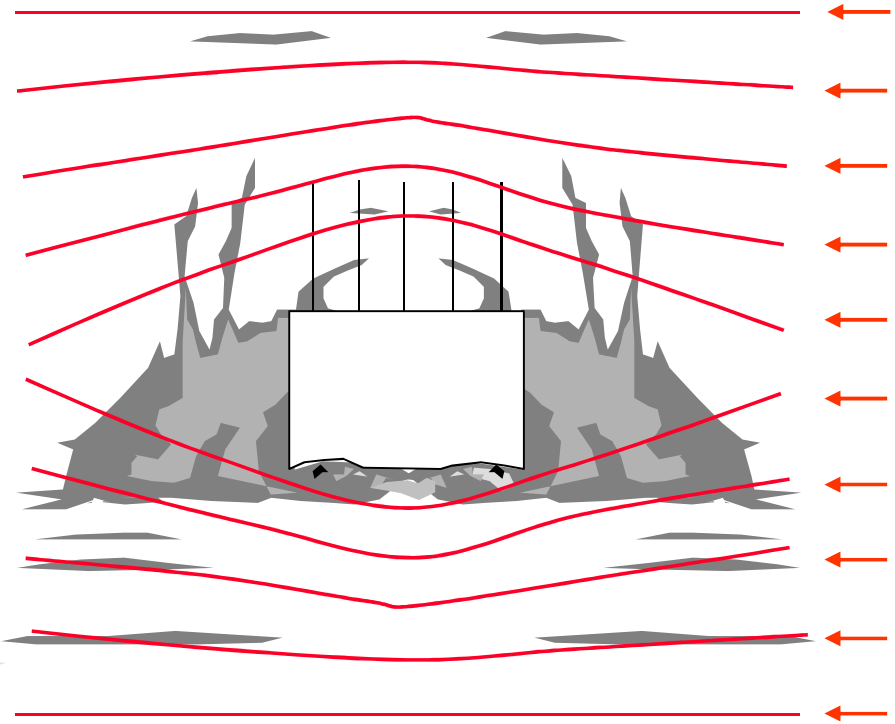
- Kotwy przeciwstawiają się bocznemu rozszerzaniu skał The bolts prevent lateral dilation, so the rock does not fail
- Kotwie ’ograniczają przemieszczenia’ górotworu The bolts ‘confine’ the rock
- Kotwie także bezpośrednio przeciwdziałają przemieszczeniom ścinającym The bolts also directly resist shear movement

Golder Associates

Wpływ Obudowy Kotwowej o Wysokiej Wytrzymałości (Nośności) na Górotwór Response of Strata to High Strength Rockbolt Support Systems



Łuki Stalowe
(Obudowa Pasywna)
Steel Arches
(Passive Support)



Wzmocnienie Kotwiami
(Obudowa Aktywna)
Reinforcement
(Active Support)

Golder Associates

Porównanie Obudowy Kotwowej i Łuków Stalowych

Comparison of Rockbolts and Steel Arches

Obydwa systemy są bezpieczne jeśli są prawidłowo zaprojektowane i zainstalowane, oraz odpowiednie procedury kontroli są wdrożone

Both systems are safe if the design is right and the Manager's Ground Control Rules are followed

Kotwie zapobiegają zniszczeniu skał, stalowe łuki nie

Rockbolts prevent rock failure, steel arches don't

Kotwie są szybsze, łatwiejsze, tańsze i bezpieczniejsze w transporcie i instalacji

Rockbolts are quicker, easier and safer to transport and install

Przeciążenie łuków stalowych powoduje ich zginanie, które jest widoczne

Overloading of steel arches results in bending which can be seen

Przeciążenie kotwi nie jest zawsze widoczne, z tego powodu system kotwienia musi być monitorowany żeby sprawdzać, czy działa poprawnie

Overloading of rockbolts cannot always be seen, therefore rockbolt systems must be monitored to check they are working properly

Golder Associates

Przykład Demonstracji Zasady Działania Kotwienia

Example of Rockbolt Demo



Pusta rama Empty frame



Miniaturowe kotwie przed instalacją

Miniature rockbolts ready for installation

Toronto University, Canada

Golder Associates

Przykład Demonstracji Zasady Działania Kotwienia

Example of Rockbolt Demo



Przygotowany żwir Uniformly sized clean gravel for the plate

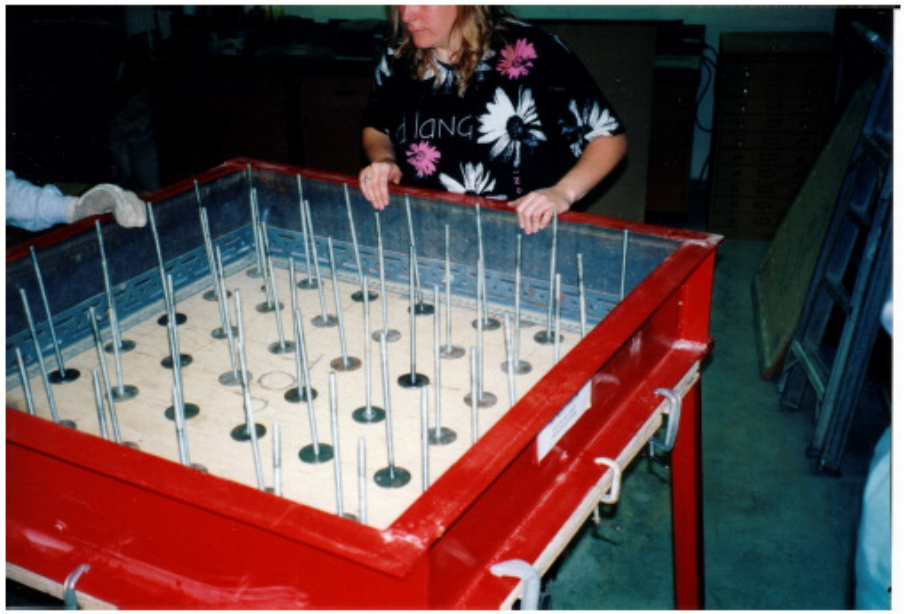


Zamocowanie tymczasowego dna Attachment of the temporary base to the model frame

Golder Associates

Przykład Demonstracji Zasady Działania Kotwienia

Example of Rockbolt Demo



Przygotowane kotwie The rockbolts in position ready for the gravel to be placed



Umieszczenie żwiru w ramie Placing the gravel in the frame

Golder Associates

Przykład Demonstracji Zasady Działania Kotwienia

Example of Rockbolt Demo



„Mechaniczne Zagęszczanie” żwiru ”Mechanical compacting” of the gravel



Skręcanie kotwi (nakretki + podkładki) Washers and nuts placed on the rockbolts and tightened

Golder Associates

Przykład Demonstracji Zasady Działania Kotwienia

Example of Rockbolt Demo



Tymczasowe dno usunięte, wzmocniony żwir utrzymuje się w powietrzu The temporary base removed from the self-supporting rock plate



Możliwości nośne warstwy żwiru wzmocnionego kotwiami

The load-carrying capacity of the bolted gravel plate

Golder Associates

Obudowa (Wzmocnienie) Support (Reinforcement)

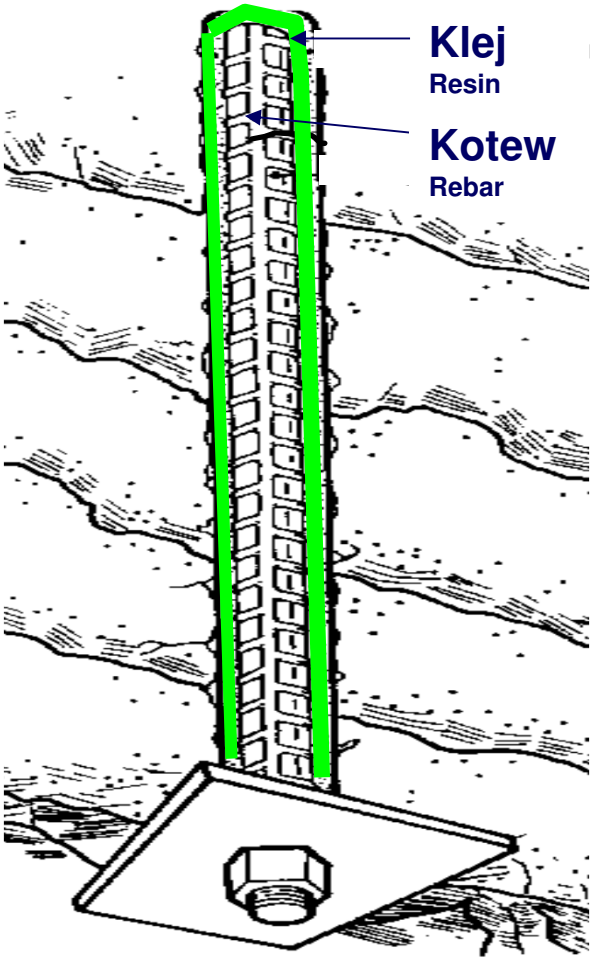
Kotew stalowa wklejana na całej długości
Fully bonded steel bolt

Nośność Systemu Zależy od:
STRENGTH OF SYSTEM DEPENDS ON:

- **Rodzaju stali** Steel type
- **Profilu powierzchni kotwi** Profile
- **Średnicy otworu i profil powierzchni otworu**
  Hole diameter & borehole wall
- **Jakości instalacji** Quality of installation

Właściwości CHARACTERISTICS:

- **Wysoka wytrzymałość połączenia (nośność): 50 ton na metr długości**
  High bond strength: > 50 Tonnes / metre stiff



Golder Associates

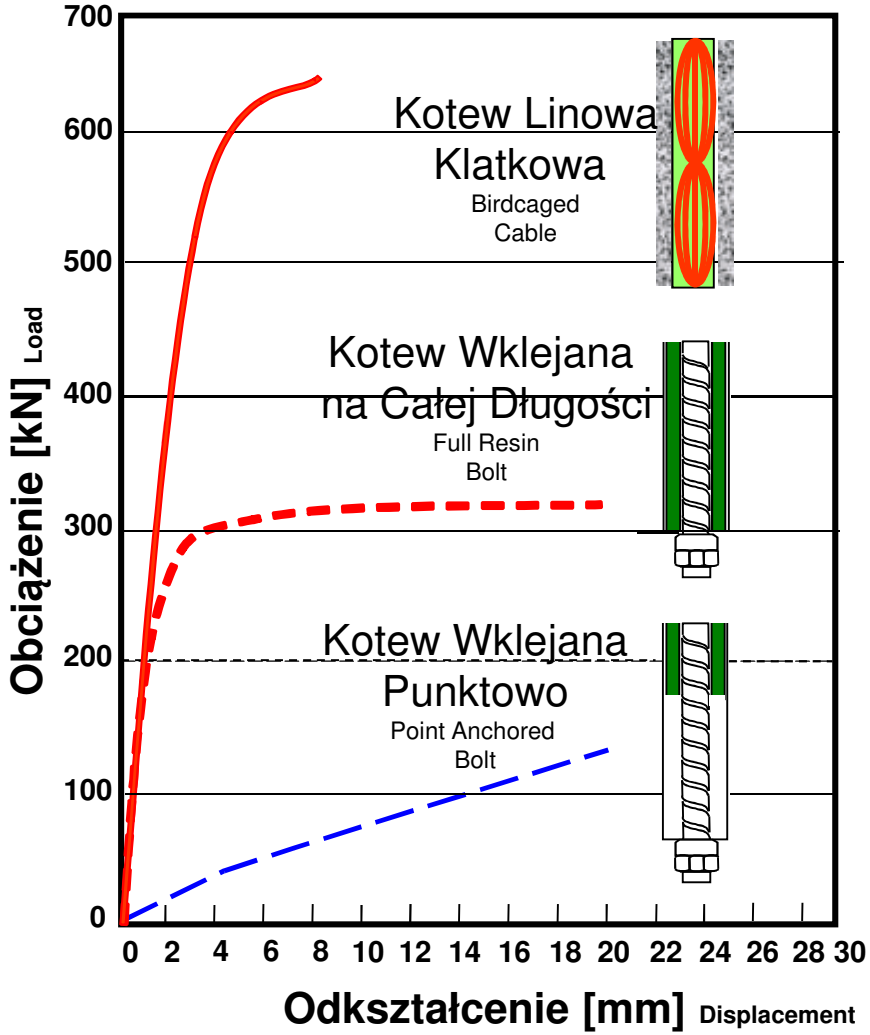
Obudowa (Wzmocnienie) Support (Reinforcement)

Charakterystyka Odkształceniowa Różnych Typów Kotwi

Load Deformation Characteristics of Different Bolt Types

Skuteczne kotwienie ma wysoką wytrzymałość wiązania (skała/klej/kotew) i wysoką sztywność wiązania

Effective Roofbolts have high bond strength and high bond stiffness



Golder Associates

Badanie Wydajności Materiałów Eksploatacyjnych

Evaluation of Consumable Performance

- Testy laboratoryjne opracowano na początku lat 90-ych; ewoluowały one dążąc do symulacji warunków polowych

  Laboratory evaluation tests were developed in early 90's and has evolved, striving to simulate field conditions

- 3 główne rodzaje testów – patrz obok

  3 main test types – see right

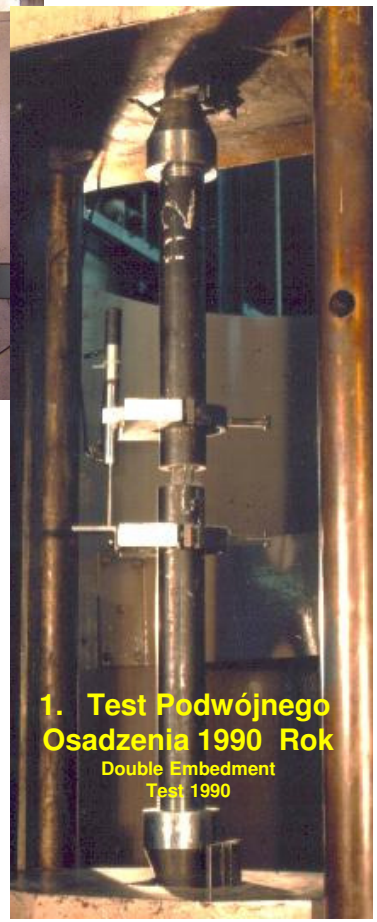




2. Test w Komorze Dwuosiowej 1990 Rok
Biaxial Test 1990



3. Test w Podzielnym Cylindrze Dużej Średnicy
Large Diameter Split Cylinder Test



1. Test Podwójnego Osadzenia 1990 Rok
Double Embedment Test 1990

Golder Associates

Testowanie jakości kotwienia - insitu

Rockbolt performance testing - insitu

Test Siły Zrywania dla Krótkiego Ładunku Klejowego

Short Encapsulation Pull Testing

Test ten jest stosowany do pomiaru jakości działania systemu kotew/klej/skała

The short encapsulation pull test is used to measure the performance of a rockbolt/resin/rock system

Test ten jest wykonywany pod ziemią i jest ostatecznym testem kontrolnym systemu wiązania kotew/klej/skała

The test is performed underground and is the ultimate proof test of a bolt/resin/rock system



Golder Associates

Monitoring Zakotwionych Wyrobisk

Routine Safety Monitoring

Monitoring – Rozwarstwieniomierze

Monitoring - Telltales



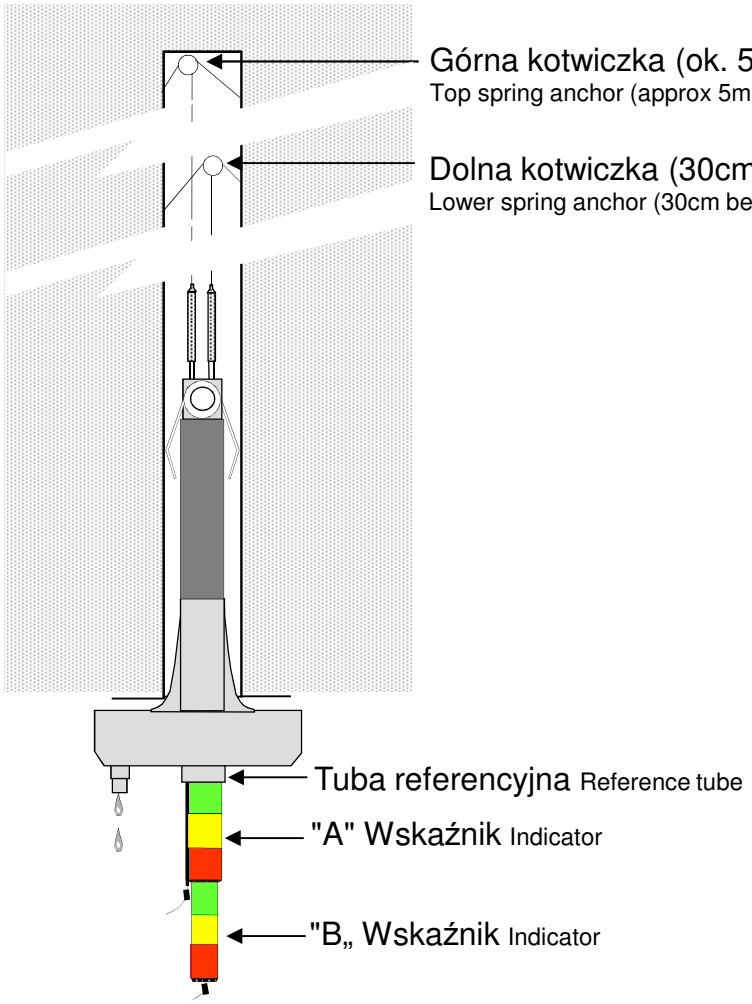
- Opracowany i opatentowany przez RMT/Golder ponad 25 lat temu, teraz powszechnie stosowany na całym świecie
- Są to łatwe do instalacji wskaźniki informujące o zachowaniu się skał w obrębie kotwionego wyrobiska
- Instalowane w kotwionych wyrobiskach w odstępach maksymalnie 20m oraz w skrzyżowaniach wyrobisk

Developed and pattented by RMT/Golder over 25 years ago.
Telltales are the safety devices used for current, visual inspection of delamination of the roof.
They are easy to install instruments which show the behaviour of the strata within the bolted roadway.
Installed in bolted roadways, in max. 20m intervals and in junctions.

Golder Associates

Rozwarstwieniomierze 2-poziomowe

Dual Height Telltale



Zastosowanie Zaawansowanej Technologii Kotwienia w Polsce

The Polish Application of AT Rockbolting

Golder Associates

Zastosowanie Zaawansowanej Technologii Kotwienia na Świecie Polish Application of AT Rockbolting

- Golder zastosował tę metodę do wprowadzenia lub udoskonalenia systemu kotwienia na całym świecie – między innymi w RPA, Niemczech, Norwegii, Egipcie, Rosji, Czechach, Kazachstanie, Indiach, Japonii i Indonezji. Udane testy kotwienia przeprowadzono też min. w Polsce

  Golder has applied this methodology to introduce or to improve rocking bolting systems around the world – including SA, Germany, Norway, Egypt, South Africa, Russia, Czech Republic, Kazakhstan, India, Japan and Indonesia. Successful trials were undertaken also in Poland.

- Było to powiązane ze ścisłą współpracą z instytucjami rządowymi, urzędami górniczymi oraz producentami sprzętu i materiałów górniczych.

  This has involved close liaison with government institutions, mine inspectorates, machine manufactures and consumable suppliers.

- Zagwarantowało to, że odpowiednie systemy i materiały eksploatacyjne były dostępne, w celu stałego utrzymania poziomu bezpieczeństwa. W niektórych przypadkach prowadziło to do zmian w ustawodawstwie górniczym ze znacznym udziałem z naszej strony.

  This has ensured that the appropriate systems and consumable are in place to maintain safety at all times and in some cases leading to changes in mining support legislation with our involvement.

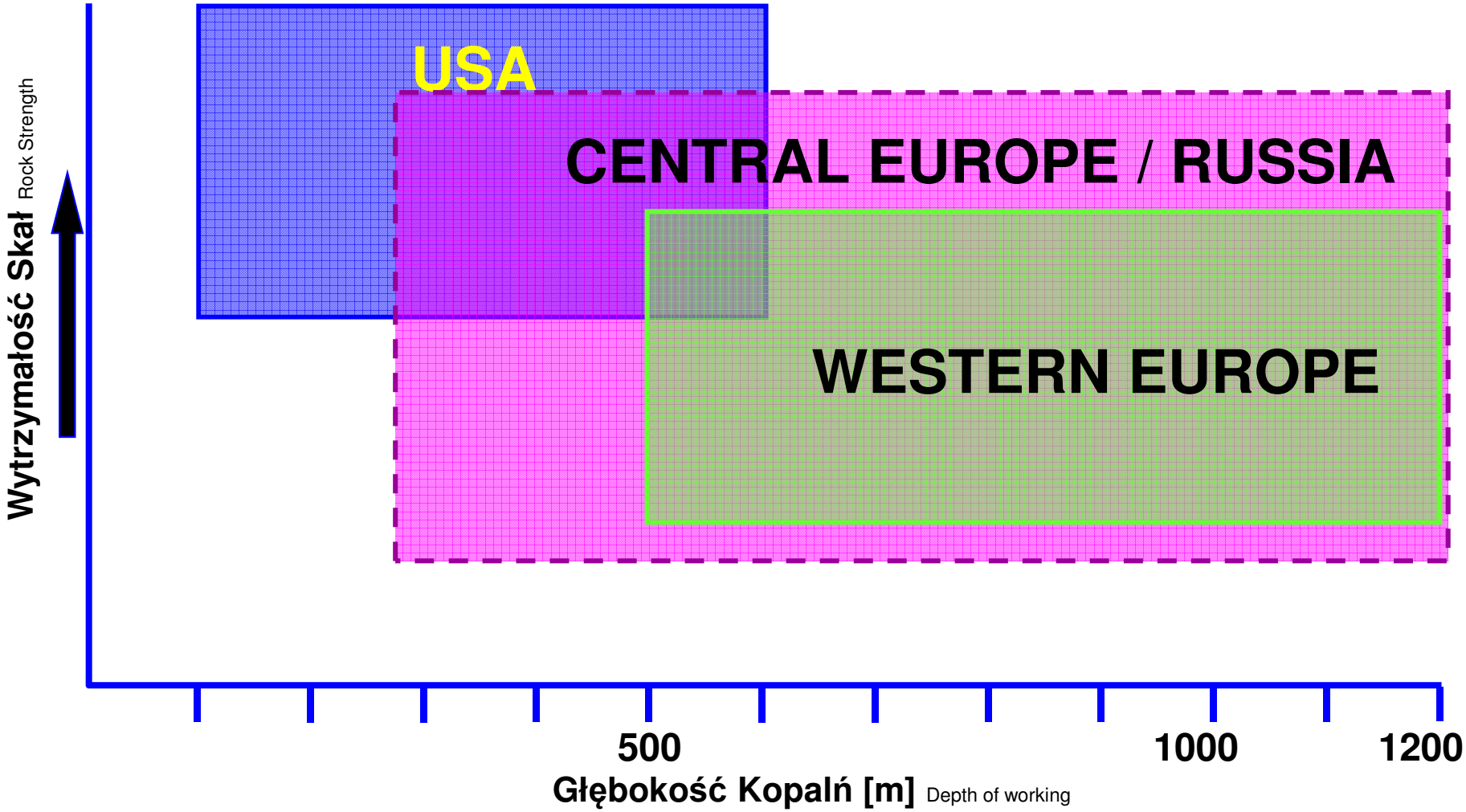
- Jesteśmy dumni, że możemy zapewnić całościowe usługi geotechniczne i doradcze od planowania, projektowania systemu obudowy, przy instalacji, do wszechstronnego i szczegółowego szkolenia dla osób dozoru i pracowników kopalń.

  We pride ourselves in that we can provide a full geotechnical service from mine planning, support design, implementation and provide training for both management and workforce.

Golder Associates

Porównanie warunków górniczych na świecie

Comparison of working conditions worldwide



Golder Associates

Polska Poland

- Duży przemysł górnictwa węgla kamiennego
  Large coal industry



- Duże zasoby: od średnio do głęboko zalegających 600 do 1200m
  Some good reserves:- moderate to deep 600 - 1200m

- Próbne kotwienie było wykonywane od 1994 roku
  Rockbolting trials have been taking place since 1994

- Golder (RMT) przeprowadziło z powodzeniem próbne kotwienie na kopalni Rymer i Anna w 1995 roku z zastosowaniem zaawansowanej technologii kotwienia
  Golder carried out a successful trial at Rymer and Anna mine in 1995 using AT system.

- Wprowadzanie samodzielnej obudowy kotwiowej zostało wstrzymane po dwóch zawałach stropu przy innych projektach, gdzie zastosowano system kotwienia oparty na projekcie lokalnym
  Rockbolting as sole means of support stopped after two roof falls at sites using Polish consumables and expertise.

- Bardzo duży potencjał na zastosowanie kotwienia
  Very high potential for using rockbolting

Golder Associates

Typowy System Wydobycia w Europie Środkowej

Central Europe Typical Mining Systems

- Przodki wyrobisk drążone kombajnami chodnikowymi z zastosowaniem łuków stalowych

  Developments:- driven by road headers with steel arch support

- Wydobycie systemem ścianowym bez filarów ochronnych z ponownym wykorzystaniem chodników przyścianowych lub systemem ’ściana przy ścianie’

  Production:- Full extraction by retreat longwalls by roadway reuse or skin to skin working

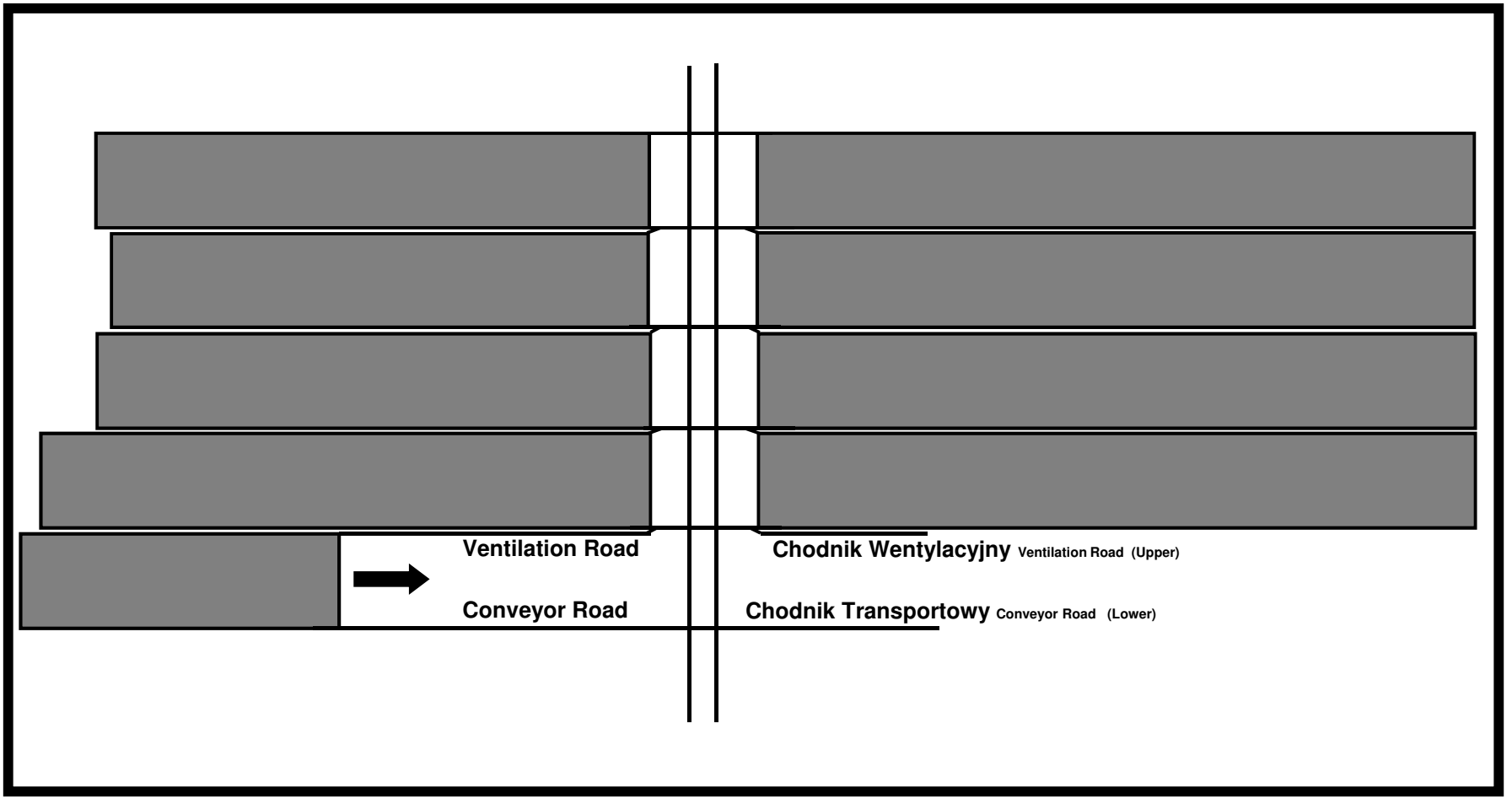
- Wynik: duże nakłady pracy, wysokie koszty materiałów i słaba wydajność

  Result:- Labour intensive, high material costs and poor productivity

Golder Associates

Typowy Rozkład Ścian w Europie Środkowej

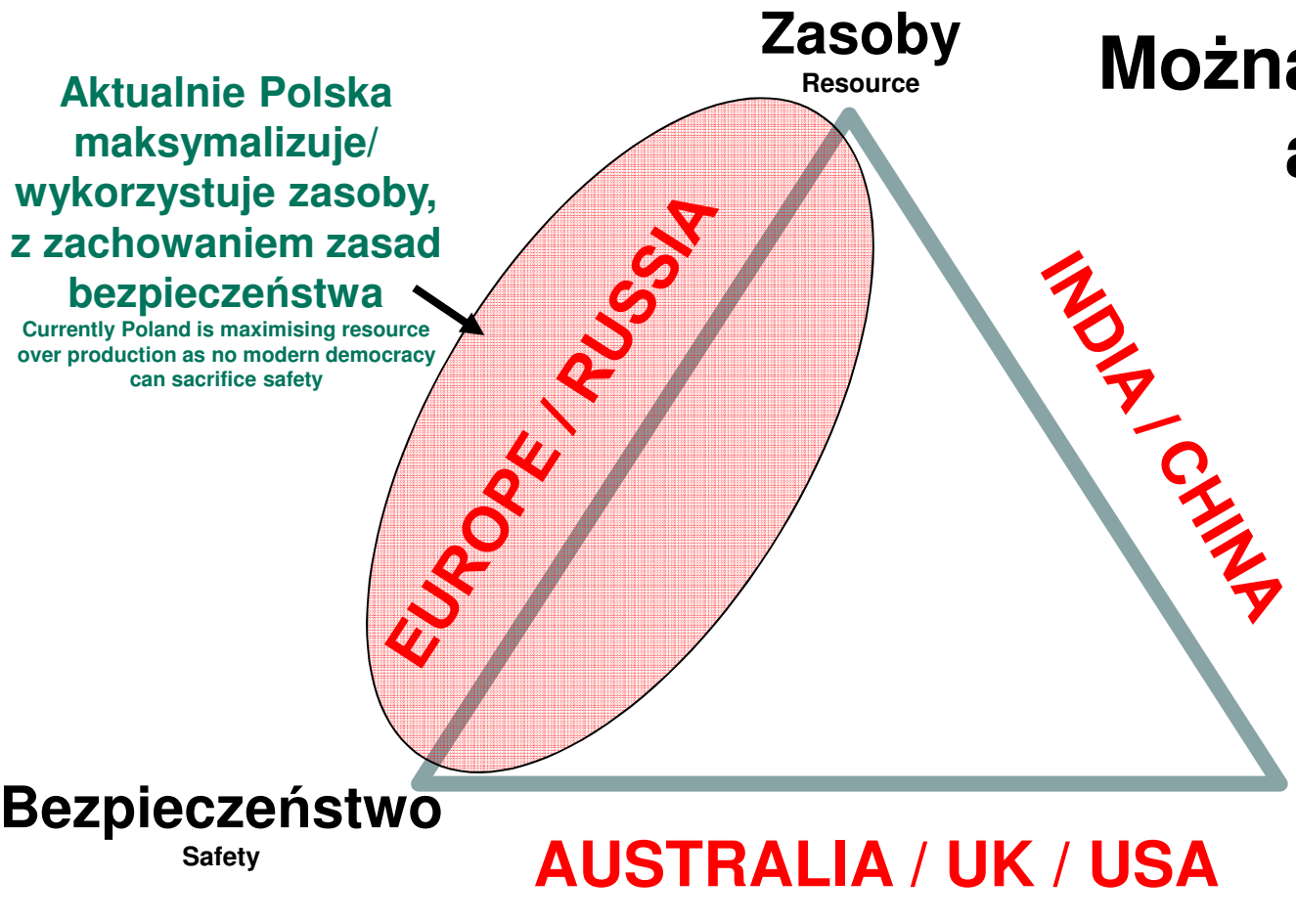
Typical Central European Mine Layout



Golder Associates

Główna Zasada Górnictwa Węgla Kamiennego

Rule of coal mining



Można mieć tylko 2, ale nie 3!

You can only have 2 but not all 3!

Golder Associates

Wnioski Conclusions

- Potencjalne korzyści płynące z nowego systemu obudowy prowadzące do wydobycia o wysokiej produktywności są w Polsce ogromne.
  The potential benefits of technical modernisation leading to high production single longwall units are enormous in Poland.

- Ale żeby to odniosło sukces, wymagane jest zaangażowanie władz i kierownictwa kopalń.
  But requires government and management commitment to succeed.

- Odpowiedni sprzęt i materiały, aby w pełni wykorzystać możliwości nowych technologii są w Polsce dostępne
  The appropriate equipment and consumables to develop their full potential are available in Poland.

- Należy także wprowadzić odpowiedni układ wyrobisk i ścian wydobywczych aby w pełni wykorzystać system kotwienia, aby obniżyć koszty oraz zwiększyć wydajność przy zachowaniu bezpieczeństwa
  Need to introduce an appropriate mine layout to take full advantage of rockbolt reinforcement to reduce costs and improve productivity while maintaining safety

- Obecnie wszyscy inwestorzy planujący nowe kopalnie w Polsce rozważają/planują zastosowanie samodzielnej obudowy kotwowej. System ten ma zapewnić opłacalność wydobycia Currently all investors planning new coal mines are planning to use sole rockbolting support. This would ensure enonomic production.

Golder Associates

Kluczowe Decyzje w Celu Zmaksymalizowania Rentowności Key decisions for maximising profitability

- Priorytetem jest bezpieczeństwo Prioritise Safety
- Optymalizacja zasobów Optimise resource
- Zminimalizowanie naprężeń działających na wyrobiska
  Minimise stress acting on roadways
- Stosować kotwienie tam gdzie tylko możliwe Rockbolt where possible

Golder Associates

Zaawansowana Technologia Kotwienia AT Opracowana w Latach 1987-89, Wdrożona w Kopalniach Brytyjskich Między 1989-94

Advanced Technology Rockbolting Developed 1987-89 Introduced into UK Coal Mines 1989-94



Niemal wszystkie chodniki są/były wykonywane z obudową kotwową

Almost all development roadways are now supported by rockbolts

Golder Associates

Systemy Utrzymania Wyrobisk

Roadway Drivage Systems



- Przy dobrych warunkach górotworu większość systemów kotwienia zdaje egzamin

In easy conditions most rockbolting systems will work



- Zaawansowana Technologia Kotwienia AT jest potrzebna gdy warunki górotworu są trudniejsze

Advanced technology rockbolting is needed in more difficult conditions

- **Dziękuję** Thank you

- **Proszę o Pytania** Any Questions

Urządzenie zabezpieczające pogłębianie szybu Leon IV – funkcjonalność i bezpieczeństwo

Tomasz Rokita
AGH Kraków

Piotr Bulenda
KW S.A.

Marek Pypno
KOPEX PBSz S.A.

Jarosław Witkowski
KOPEX PBSz S.A.

STRESZCZENIE: W opracowaniu przedstawiono „urządzenie zabezpieczające" wykorzystywane przez KOPEX – Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A. podczas pogłębiania szybu Leon IV KWK „Rydułtowy-Anna" od poziomu 1067 m do poziomu 1210 m oraz pozostałych robót polegających na wydłużeniu istniejących górniczych wyciągów szybowych.

SŁOWA KLUCZOWE: Urządzenie zabezpieczające, pogłębianie szybów

1. WSTĘP

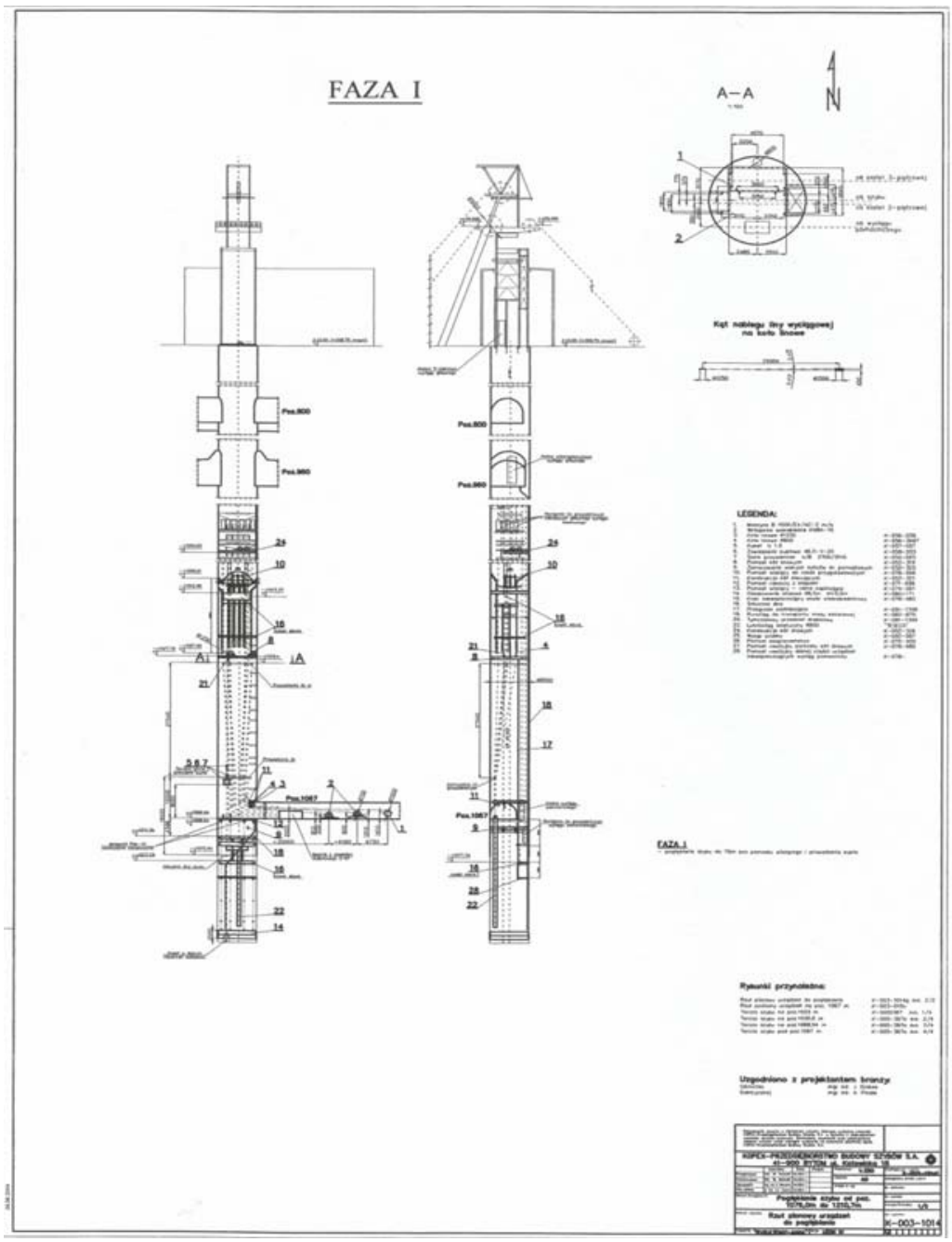
Szyb Leon IV jest szybem wdechowym, dwuprzedziałowym o średnicy 8,5 m w obudowie betonowej, rurowej. Aktualnie zgłębiony do poziomu podszybia 1067 m, poniżej którego znajdowało się rząpie o głębokości 9 m (faza I, rys. 1).

Szyb jest wyposażony w GWSz podstawowy dwuklatkowy zainstalowany do poziomu 960 m wraz z uzbrojonym podszybiem. Wyciąg ten posiada klatkę trzypiętrową oraz klatkę wielkogabarytową dwupoziomową, przeznaczony jest do jazdy ludzi i transportu materiałów.

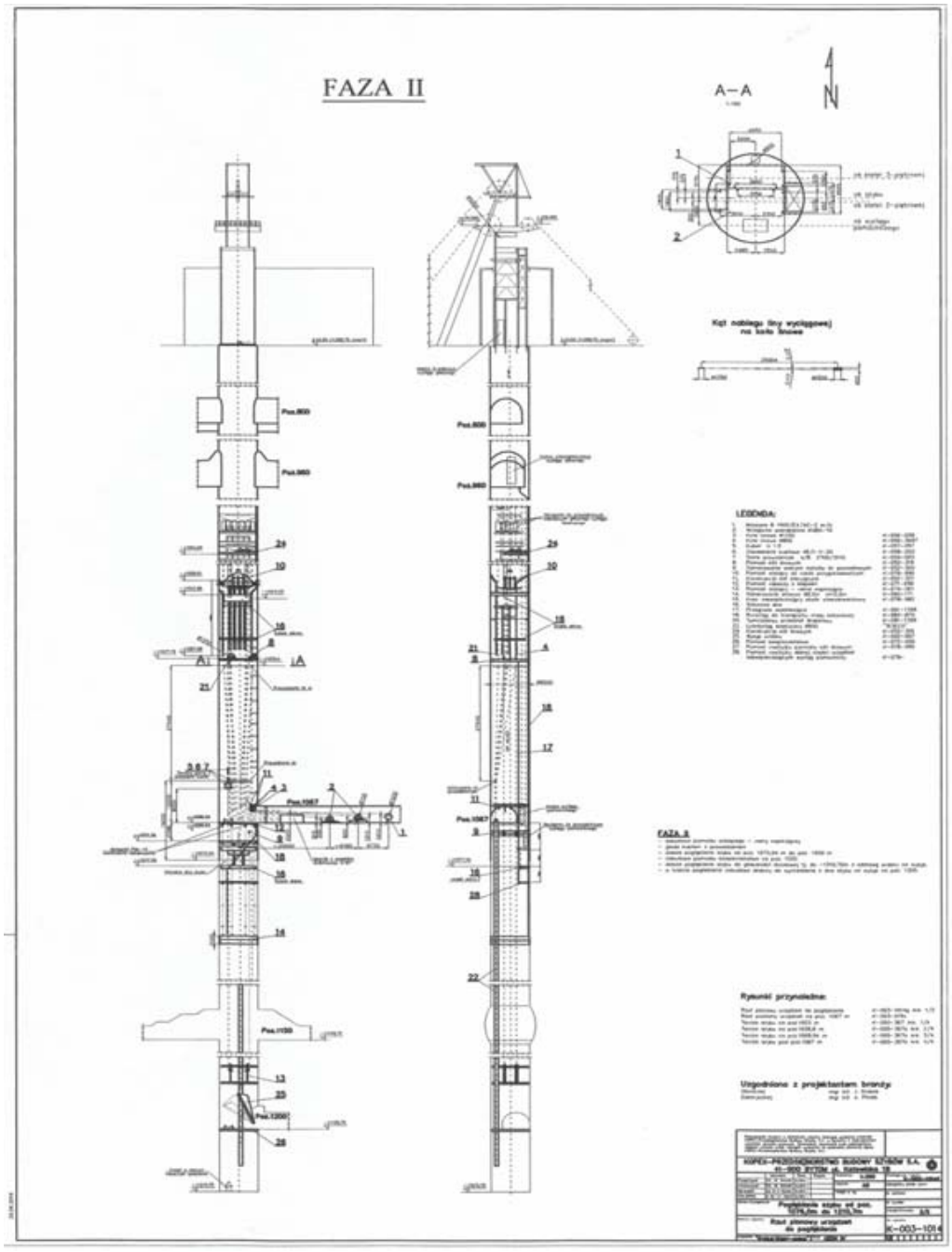
Prowadzenie naczyń linowe, dwustronne realizowane jest za pomocą 8 lin stalowych konstrukcji półzamkniętej o średnicy 52 mm.

Do ewakuacji uwięzionych ludzi w szybie Leon IV znajduje się wyciąg pomocniczy wyłożony do poziomu 1067 m, wyposażony w klatkę o prowadzeniu linowym, ładowności 2 Mg.

KOPEX – Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A. realizuje pogłębianie szybu do poziomu 1210,7 wraz z kompletnym wyposażeniem przedłużanego szybu oraz urządzeń wyciągowych – podstawowego i pomocniczego (faza II, rys. 2). W zakresie prac znajdują się również konstrukcje zabezpieczające – oddzielające wyciągi od przestrzeni wykonywania robót górniczych przy głębieniu szybu, zapewniające bezpieczeństwo pracujących osób.



Rys. 1. Rzut pionowy szybu Leon IV – faza I
Figure 1. Vertical shaft Leon IV – phase II



Rys. 2. Rzut pionowy szybu Leon IV – faza II
Figure 2. Vertical shaft Leon IV – phase II

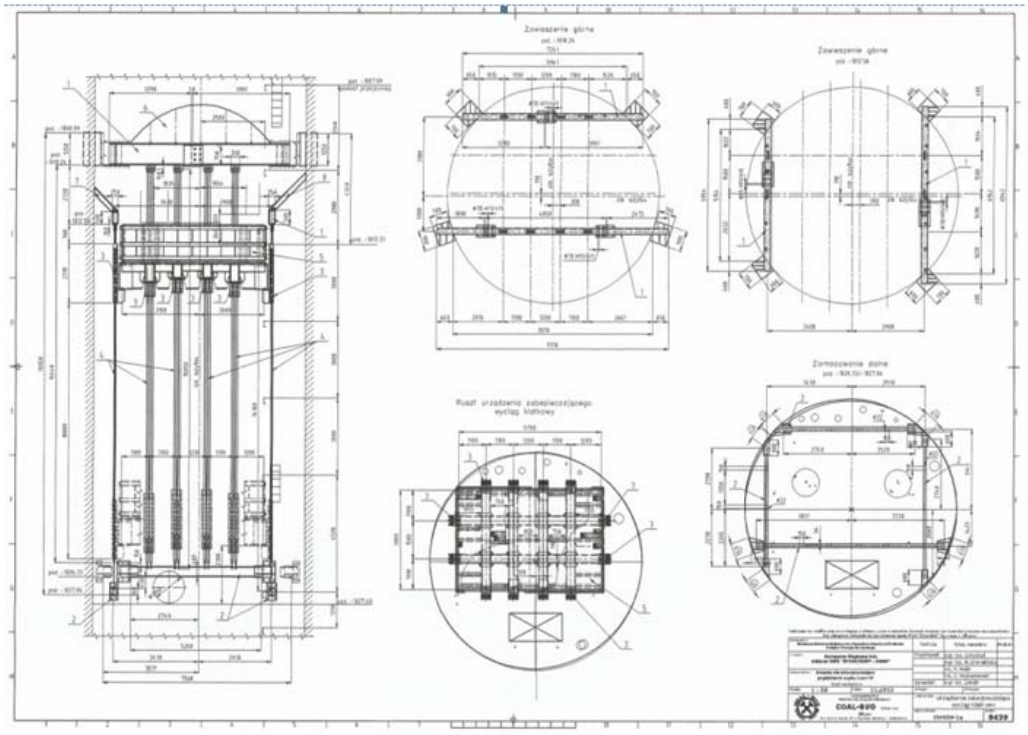
2. URZĄDZENIE ZABEZPIECZAJĄCE

Podczas prac pogłębiania i wyposażania szybu Leon IV istnieje konieczność właściwego zabezpieczenia i oddzielenia pogłębianego odcinka szybu od wyżej pracujących górniczych wyciągów szybowych – klatkowego i pomocniczego (pkt. 5.15.11 Załącznika nr 4 do Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych) (Dz. U. nr 139, poz. 1169 z dnia 2 września 2002 r. z późniejszymi zmianami).

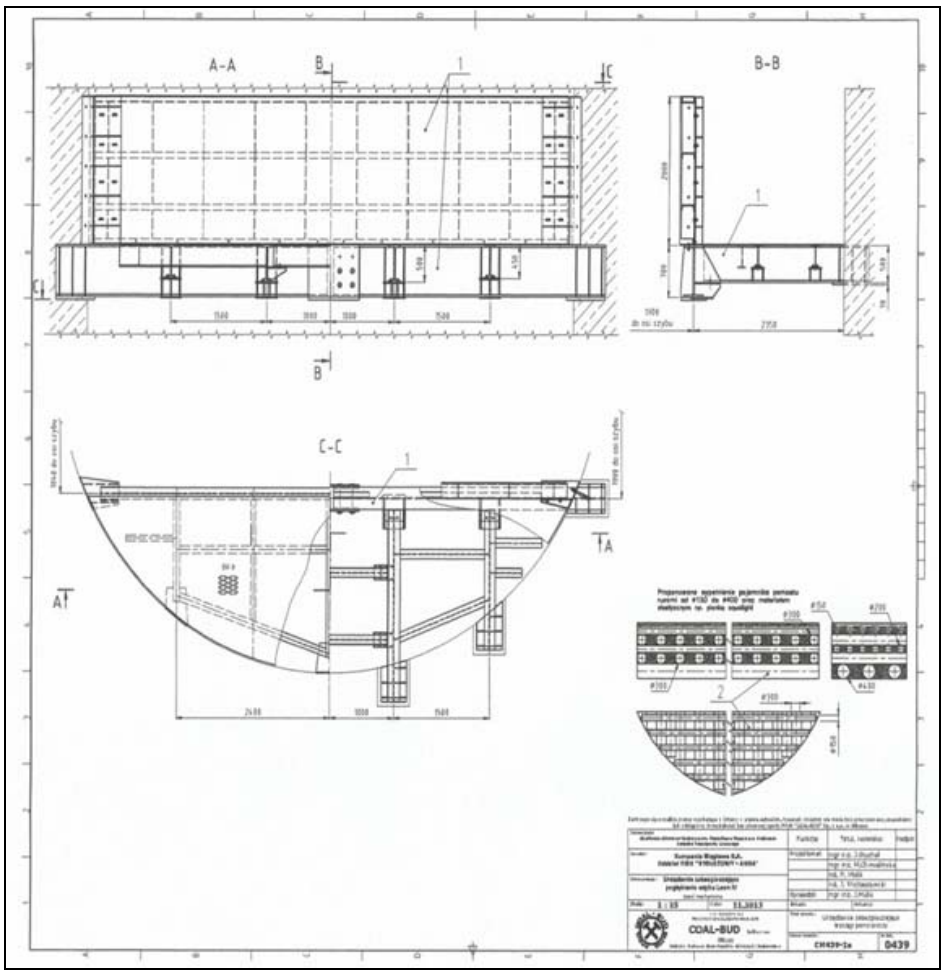
Urządzenie zabezpieczające wyciąg klatkowy jest zabudowane pomiędzy poziomami – 1010,24 m i 1027,04 m stanowi oryginalną ruchomą konstrukcję wypełnioną w górnej części rurami i materiałem sypkim, przesuwającą się pod wpływem spadającej masy około 10 m w dół z siłami oporu tzw. ruchomych płyt zaciskowych (rys. 3). Według założeń projektowych konstrukcja zabezpieczająca wyciąg klatkowy umieszczona w szybie musi zabsorbować spadający ze zrębu ładunek o masie 20 Mg osiągający przed upadkiem energię kinetyczną około 170 MJ.

Natomiast urządzenie zabezpieczające wyciąg pomocniczy zabudowane pod poziomem 1076 m stanowi konstrukcję stalowo sztywną – nieruchomą, w której również w górnej części zastosowano odpowiednią warstwę – strefę zgniotu (rys. 4).

Obydwie konstrukcje zabezpieczające są połączone pionową przegrodą oddzielającą od siebie wyciągi klatkowy i pomocniczy. Przegroda ma zapewnić odpowiedni przepływ powietrza.



Rys. 3. Urządzenie zabezpieczające wyciąg klatkowy
Figure 3. The protective device squirrel-cage lift



Rys. 4. Urządzenie zabezpieczające wyciąg pomocniczy
Figure 4. The protective device of the minor lift device

3. PROJEKTOWANIE, LOGISTYKA

Postawione projektantom wymagania wyjściowe określone przez inwestora tj., KWK „Rydułtowy-Anna" i analizę przeprowadzoną przez Akademię Górniczo Hutniczą im. Stanisława Staszica w Krakowie, Katedrę Transportu Linowego umożliwiły wykonanie lżejszej zwartej konstrukcji pozwalającej na łatwiejszy montaż późniejszy demontaż niż konstrukcja nieruchoma, całkowicie zamocowana do obudowy szybu.

W związku z powyższym przyjęte warunki brzegowe tj., rodzaj stali (S355JR), masa konstrukcji scalonej nieprzekraczająca 3600 kg, długość składowych elementów nośnych (belek) nieprzekraczająca 4000 mm, spowodowały przekazanie zlecenia wykonania firmie, która sprosta stawianym wymaganiom.

Natomiast jednym z ważniejszych uwarunkowań, jakie przedstawiono wykonawcy było wykonanie 24 szt. listew o długości 14280 do 15770 mm o zmiennym przekroju. Listwy składające się z dwóch równoległych płaskowników zespawanych ze sobą poprzez nagwintowany pręt, zostały połączone parami za pomocą płyt zaciskowych. Każda z płyt zaciskowych składa się z płyty zewnętrznej, wewnętrznej, płozy – 2 szt. oraz listwy gumowej stanowiącej jeden z elementów hamujących.

Transport całości urządzenia zabezpieczającego odbył się całkowicie po stronie wykonawcy, nie powodując przy tym większych problemów. Poszczególne elementy dzięki zwartej konstrukcji były rozładowane, zmagazynowane oraz przetransportowane przez służby kopalniane przy współudziale pracowników KOPEX-PBSz na miejsce montażu. Należy wspomnieć, że podczas całego procesu logistycznego szczególną uwagę poświęcono na opuszczenie 12 par listew wraz z płytami, które na nasze polecenie zostały złożone w całość celem uniknięcia problemu w miejscu montażu. Listwy zostały podwieszone pod wyciągiem pomocniczym na sześciometrowej linie i poprzez zablokowanie wyłączników krańcowych wieży szybowej wciągnięte na wysokość ok. 26 m powyżej zrębu. Następnie prędkością 0,5 m/s z asekuracją wyciągiem podstawowym opuszczone na miejsce montażu. W podobny sposób odbył się transport większości elementów, co znacznie skróciło czas wykonania całości do około 3 miesięcy tylko na jedną zmianę pomiędzy godz.18.00 a 24.00.

4. MONTAŻ URZĄDZENIA ZABEZPIECZAJĄCEGO POGŁĘBIANIE SZYBU

Konstrukcja urządzenia zabezpieczającego została zaprojektowana i obliczona na parametry pracy przedstawione powyżej niniejszego opracowania. Jak już częściowo przedstawiono zabudowane zostało pomiędzy poziomami 1010,24 m i 1027,04 m (*rys. 3*). Składając się z ruchomego pomostu zabezpieczającego posadowionego na 12 ruchomych płytach zaciskowych, zawieszonych na 24 listwach (*rys. 3, poz. 4*). Natomiast listwy podwieszono za pomocą sworzni Ø60 mm do belek zawieszenia górnego zamocowanych w obudowie szybowej(*rys. 3, poz. 1*). W dolnej części listwy przykręcono za pomocą nakrętek M16 do belek zamocowania dolnego zakotwionych do obudowy (*rys. 3, poz. 2*). Pomost ruchomy stanowi konstrukcja nośna wraz z pojemnikiem wypełnionymi rurami (od Ø150 mm do Ø400) i materiałem elastycznym (np. pianką rozprężną) tworzące warstwę rozpraszającą energię i rozkładającą obciążenie spadającej jednostki transportowej na konstrukcję nośną (*rys. 3, poz. 5*).

W przypadku spadku jednostki transportowej pod wpływem nagłego obciążenia pojemnika nastąpi zaciśnięcie się elementu gumowego płyt dociskowych na listwach przez co zostanie wytworzona siła tarcia. Przesunięcie w dół ruchomych części urządzenia spowoduje na odpowiedniej drodze wytrącenie energii spadającego elementu.

Pozostała część urządzenia zabezpieczającego stanowi konstrukcja zabetonowana w obmurzu szybu zamontowana pod wyciągiem pomocniczym na poz. 1076 m, obliczona na obciążenie wynikające z ciężaru spadającego elementu (8,5 kN, wymiarach Ø380 mm i długości 1780 mm) z nadszybia (*rys. 4*). Ideą niniejszego rozwiązania jest przejęcie energii spadającego elementu przez stałą konstrukcję nie powodując jej trwałego odkształcenia.

Montaż konstrukcji został przeprowadzony przy pomocy urządzeń odpowiednio zainstalowanych w szybie. W pierwszym etapie zamurowano na poz. 1004 m dwa dźwigary o przekroju dwuteownika 550 mm i długości ok. 6 mb wraz z kołami kierującymi Ø800 mm – 2 szt. Na podszybiu poz. 1067 m w uprzednio przygotowanych wnękach zainstalowano dwa kołowroty KUBA 10 wraz z linami Ø32 mm (*zdj. 1*). Na jednym z kołowrotów przy pomocy zawiesia ściskowego podwieszono pomost do robót przygotowawczych (*zdj. 2*), a na drugim zawiesiu do

transportu konstrukcji. Pomost został zaprojektowany o średnicy 2700 mm z uchylnymi kładkami (*zdj. 3*) dzięki któremu w ułatwiony sposób można było dotrzeć do poziomu rozpoczęcia prac związanych w początkowej fazie z wykuciem otworów do zabudowy belek poprzecznych urządzenia pomocniczego. Otwory o wielkości ok. 0,7 x 1,6 x 0,8 m (*zdj. 4*) wykonano poprzez nawiercanie otworów o średnicy Ø43 i głębokości ok. 0,3 m a następnie przy pomocy urządzenia do kruszenia skał „Darda" wyłamywano obmurze betonowe szybu (*zdj. 5, 6*). Po uprzednim przygotowaniu czterech miejsc do posadowienia dźwigarów rozpoczęto transport głównych belek, które ze względów transportowych zostały zaprojektowane w sposób, aby ich waga nie przekraczała 3700 kg i długość dla każdej części 4000 mm (*rys. 3, poz. 5, zdj. 4*). Na miejscu montażu pozostały połączone ze sobą sworzniami Ø70 mm i po ułożeniu w gniazdach zamurowane cegłą klinkierową i wypełnione betonem o odpowiedniej wytrzymałości. Utrudniony montaż listw ślizgowych o długości 15570 mm wykonano za pomocą wyciągu pomocniczego, transportując elementy ze zrębu na miejsce. Kolejno złożono konstrukcję nośną (blachownice) wraz z ruchomym pomostem zabezpieczającym będący pojemnikiem o wymiarach 4140 x 5940 podpartym w 12 miejscach na płytach zaciskowych (*zdj. 7, 8, 9, 10*). Następnie przystąpiono do montażu zamocowania dolnego, dwóch par dwuteowników (*rys. 3, poz. 2*), posadowionych na wspornikach.

Urządzenie zabezpieczające wyciąg pomocniczy będące konstrukcją stałą składającą się z belek nośnych i pojemnika wypełnionego rurami oraz pianką rozprężną, w całości zabetonowanej w obmurzu szybu (*zdj. 11*). Montaż przeprowadzono z zastosowaniem kołowrotu KUBA10 transportując elementy poniżej poz. 1067 m oraz pomostu roboczego (drewnianego) wykonanego na odeskowaniu stalowym, którym w miejsce zabudowy podciągnięto ślizgiem po obmurzu, demontując wcześniej stopę.



Zdj. 1. Kołowroty KUBA10
Figure 1. Winches, KUBA10



Zdj. 2. Pomost wiszący do robót przygotowawczych
Figure 2. Bridge hanging to the preparatory works



Zdj. 3. Pomost wiszący do robót przygotowawczych – kładki uchylne
Figure 3. Bridge hanging to the preparatory works – the bridge opening



Zdj. 4. Transport elementów urządzenia zabezpieczającego
Figure 4. The transport elements of the protective device



Zdj. 5. Urządzenie „Darda” podczas pracy
Figure 5. Equipment “Darda” while on the job



Zdj. 6. Gniazda w obmurzu szybu do montażu belek nośnych
Figure 6. Slots in the mounting shaft bearing beams



Zdj. 7. Urządzenie zabezpieczające wyciąg klatkowy (płyty zaciskowe)
Figure 7. Safety squirrel-cage lift device (blocks)



Zdj. 8. Urządzenie zabezpieczające wyciąg klatkowy (ruchomy pomost)
Figure 8. Squirrel-cage lift the protective device (floating bridge)



Zdj. 9. Urządzenie zabezpieczające wyciąg klatkowy (ruchomy pomost)
Figure 9. Squirrel-cage lift the protective device (floating bridge)



Zdj. 10. Urządzenie zabezpieczające wyciąg klatkowy (wypełnienie ruchomego pomostu)
Figure 10. Lift the protective device window-type cage (movable bridge)



Zdj. 11. Urządzenie zabezpieczające wyciąg pomocniczy
Figure 11. Lift the protective device

Deepening of the Shaft Leon IV in Coal Company S.A. KWK "Rydułtowy-Anna" Applied by Kopex – Enterprise Construction Shafts S.A."Protective Devices"

The installation, designed by Chair of Rope Transport Systems of Mining & Metallurgy Academy of Cracow, in cooperation with Coal – Bud Ltd. and built by KOPEX – PBSz S.A. on the initiative of "Rydułtowy-Anna" Colliery, provides conditions for safe continuation of work in Leon IV Shaft in case any transportation vessel, having the weight of up to 20 Mg, fell into the shaft from the height of about 1,000 m. The kinetic energy released on impact with the protecting layer by the object of such a weight shall amount to 170 MJ.

This is the first installation implemented in Poland that enables to use up such high energy in a safe manner.

Eksploatacja pokładu 712/1-2 w KWK „Marcel” z pozostawianiem filarów ochronnych pomiędzy kolejnymi ścianami, jako przykład możliwości lepszego wykorzystania zasobów węgla, przy jednoczesnym zachowaniu bezpieczeństwa powszechnego na powierzchni terenu

Adam Robakowski
Zbigniew Szurman
Andrzej Kuziak
Kompania Węglowa S.A. Oddział KWK „Marcel”, Radlin

STRESZCZENIE: Projektowana eksploatacja górnicza pokładu $712/_{1-2}$ w KWK „Marcel” w Radlinie jest wzorcowym przykładem, jak można racjonalnie gospodarować zasobami węgla i równocześnie chronić powierzchnię terenu przed jej nadmiernymi oddziaływaniami. Szczegóły dotyczące wymienionych zagadnień związanych z planowaną eksploatacją zostały przedstawione w niniejszym referacie. Pomyślna realizacja wydobycia węgla z tego pokładu pozwoli kopalni na utrzymanie się jeszcze przez co najmniej 4 lata w gronie producentów węgli gazowo-koksowych (typ. 34.1 i 34.2), a utrzymująca się na rynkach światowych koniunktura na tego typu węgle, gwarantuje uzyskiwanie dobrych wyników finansowych z prowadzonej działalności wydobywczej.

SŁOWA KLUCZOWE: Eksploatacja górnicza, węgiel, filary, zagrożenia, pokład, kopalnia

Project of Exploitation of Coal Seam $712/_{1-2}$ in Coal Mine “Marcel” in Radlin, Involving the Maintaining of Protecting Pillars Between Walls, as an Example of Possibilities of a Better Exploitation of Coal Resources, with a Simultaneous Provision of Safety on the Surface of the Area

SUMMARY: The project of exploitation of coal seam $712/_{1-2}$ in coal mine “Marcel” in Radlin is a good example of how to manage coal resources rationally, while simultaneously minimizing the impact that the process will have on the surface area. Details concerning the mentioned matters related to the planned exploitation works have been presented in the paper. Successful production of hard coal from seam $712/_{1-2}$ will allow the coal mine to stay profitable for at least 4 years as one of the producers of coking coal (rank of coal 34.1 and 34.2). Due to the prosperity on the global market for this type of coal, we are guaranteed to achieve great financial results from the extraction work.

KEYWORDS: Mining, coal, pillars, hazard, seam, mine

1. WPROWADZENIE

KWK „Marcel" ze względu na swój przeżyty wiek jest kopalnią bardzo dojrzałą, by nie powiedzieć, że powoli wchodzi w wiek wczesnej starości. Pierwsze tony węgla pochodzące z prowadzonej działalności wydobywczej są datowane na 1883 rok. Do początku lat siedemdziesiątych ubiegłego wieku kopalnia „Marcel" prowadziła swoją działalność wydobywczą tylko w tzw. części macierzystej, a obejmującej złoże zlokalizowane w Niecce Jejkowickiej (miejscowości: Radlin, Rybnik, Wodzisław Śl.). Eksploatowane były tutaj pokłady warstw porębskich i jaklowieckich (grupy 600 i 700). Wobec sczerpujących się zasobów węgla w tej części kopalni, dla podtrzymania jej mocy produkcyjnych przydzielono jej nowe pole eksploatacyjne zwane „Polem Marklowice", a obecnie potocznie jej częścią marklowicką (miejscowości: gminy Marklowice, Mszana i Świerklany). Tutaj z kolei od 1978 roku, eksploatowane były pokłady warstw rudzkich i siodłowych (grupy 400 i 500). Struktura wydobycia kopalni na przestrzeni dziesięcioleci ulegała dużym zmianom i coraz większy udział w całym bilansie wydobywanego węgla miały fronty ścianowe zlokalizowane właśnie w części marklowickiej kopalni. W chwili obecnej ponad 80% wydobycia pochodzi z tego rejonu, zaś niecałe 20% z części macierzystej, gdzie „produkowany" jest węgiel gazowo-koksowy typu 34.1 i 34.2. Właśnie ta jakość węgla i ciągle korzystne jego ceny na rynkach światowych determinują chęć kontynuacji prowadzenia eksploatacji przez kopalnię „Marcel" w tym rejonie. Pierwotnie działalność wydobywcza w części macierzystej kopalni miała zakończyć się na eksploatacji pokładu $707/_{2}$. Eksploatacja kolejnego i ostatniego zarazem już pokładu $712/_{1\text{-}2}$ była ze względów ochrony powierzchni nierealna do przeprowadzenia. Dodatkowo występujące okresowo wstrząsy górotworu w wyniku bieżącej eksploatacji górniczej spotykały się z niezbyt przychylnym oddźwiękiem ze strony lokalnej społeczności. Jednakże świadomość zalegania w przedmiotowym rejonie 8,27 mln ton zasobów przemysłowych węgla o bardzo dobrych parametrach jakościowych, skłoniła kopalnię do opracowania projektu eksploatacji, który z jednej strony ograniczy oddziaływania statyczne i dynamiczne na powierzchnię terenu, a z drugiej strony pozwoli na „wykrojenie z tego tortu węgla jak największego kawałka" gwarantującego opłacalność planowanego przedsięwzięcia. Przy opracowywaniu przedmiotowego projektu eksploatacji skorzystaliśmy z pomocy jednostek naukowo-badawczych. Jego współtwórcami są: świętej pamięci Pan prof. dr hab. inż. Bernard Drzęźla dr h.c. oraz Pan prof. dr hab. inż. Jan Białek. Ich rozwiązania teoretyczne gwarantujące bezpieczeństwo na dole w kopalni i na powierzchni terenu zaowocowały pozytywnym zaopiniowaniem projektu eksploatacji przez Komisje:

- ds. Tąpań, Obudowy i Kierowania Stropem w Podziemnych Zakładach Górniczych,
- ds. Ochrony Powierzchni przy Wyższym Urzędzie Górniczym.

Komisja ds. Ochrony Powierzchni pozytywnie zaopiniowała eksploatację trzech z pięciu ścian (M-5,M-4 i M-3), a po potwierdzeniu się założeń projektowych miała być dopuszczona realizacja pozostałych ścian (M-2 i M-1). Obecnie kopalnia kontynuuje eksploatację pokładu $712/_{1\text{-}2}$ (ściana M-3), ale już według nieco zmodyfikowanego projektu. Jego szczegóły zostały przedstawione w dalszej części referatu.

Kopalnia „Marcel" aby w dalszym ciągu uzyskiwać dobre wyniki ekonomiczne, winna jak najdłużej utrzymywać się w grupie producentów węgla gazowo-koksowego. Tego typu węgle eksploatowane są właśnie w pokładzie $712/_{1\text{-}2}$, w części macierzystej kopalni, z rejonu dzielnicy Niedobczyce miasta Rybnika oraz w niewielkim zakresie w północno-wschodniej części miasta Radlina. Jest to niestety ostatni pokład przewidziany do eksploatacji w tym rejonie, zaś okres jego wybierania powinien pozwolić kopalni „Marcel", na właściwe przygotowanie się do przejęcia w przyszłości całego ciężaru wydobycia tylko z tzw. pola marklowickiego.

2. WARUNKI GEOLOGICZNO-GÓRNICZE POKŁADU $712/_{1-2}$

Złoże węgla kamiennego kopalni „Marcel" znajduje się w zachodniej części Zapadliska Górnośląskiego i leży w obrębie dwu niecek:
- Niecki Jejkowickiej,
- Niecki Chwałowickiej.

W obszarze złoża wyróżnia się część macierzystą (w Niecce Jejkowickiej) i marklowicką (w Niecce Chwałowickiej), które rozdzielone są lokalną dyslokacją tektoniczną tj. nasunięciem michałkowickim.

Złoże pokładu $712/_{1-2}$ zlokalizowane jest na wschodnim i południowym skrzydle niecki jejkowickiej. Pod względem administracyjnym przedmiotowy rejon usytuowany jest w południowo-zachodniej części miasta Rybnika, w dzielnicy Niedobczyce oraz w północno-wschodniej części miasta Radlina. Jeśli chodzi o użytkowanie górnicze to wymieniony teren znajduje się na obszarach górniczych „Niedobczyce II" należącym do KWK „Marcel" i „Rydułtowy I" – przynależący do KWK „Rydułtowy – Anna". KWK „Marcel" swoją działalność górniczą w obszarze górniczym „Rydułtowy I" realizuje w oparciu o zatwierdzoną przez Rybnicką Spółkę Węglową S.A. w 1998 roku granicę eksploatacyjną.

W omawianym obszarze złoże wykazuje monoklinalne zaleganie warstw w kierunku zachodnim w przedziale nachyleń do około $2^0 – 4^0$ w rejonie na zachód od szybu Kościuszko, do około $10 – 12^0$ w rejonie uskoku zachodniego. Rozciągłość warstw przebiega w kierunku SSW-NNE.

Analizowana część złoża ograniczona jest:
- od północy płaszczyzną uskoku kolejowego (o zrzucie $h \approx 80$ m i przebiegu E-W), który stanowi naturalną granicę eksploatacyjną,
- od wschodu płaszczyzną uskoku zachodniego (o zrzucie $h \approx 25$ m i przebiegu N-S) oraz granicą filara ochronnego dla kościoła w Rybniku-Niedobczycach,
- od południa granicą filara ochronnego dla obiektów centrum Radlina,
- od zachodu granicą eksploatacyjną z KWK "Rydułtowy".

Na rysunku nr 1 przedstawiono schematycznie rejon występowania pokładu $712/_{1-2}$ wraz z projektowanymi do eksploatacji ścianami.

Średnia głębokość zalegania pokładu $712/_{1-2}$ wynosi około 1000 m. W części północno-zachodniej pola głębokość zalegania jest o kilkadziesiąt metrów większa i dochodzi do około 1100 m. Na podstawie wykonanych już robót przygotowawczych oraz w większości otworów badawczych stwierdzono, że pokład $712/_{1-2}$ łączy się z pokładem 713/1 (z niewielkim przerostem łupku ilastego), osiągając sumaryczną miąższość od ok. 2,5 m do około 3,9 m. Pokład $712/_{1-2}$ zapada pod niewielkim, kilkustopniowym kątem w kierunku północno-zachodnim. W przedmiotowym rejonie krawędzie podbudowy nie występują, natomiast krawędzie nadbudowy wytworzone są w pokładach:
- $707/_2$ (ok. 33 – 51 m powyżej – eksploatacja prowadzona i dokonana przez KWK „Marcel"),
- $703/_{1-2}$ i $703/_{1-2} \div 705/_1$ (ok. 69 – 92 m powyżej – eksploatacja dokonana przez KWK „Marcel"),
- grupy „600" (powyżej 330 m - eksploatacja dokonana przez KWK „Rymer").

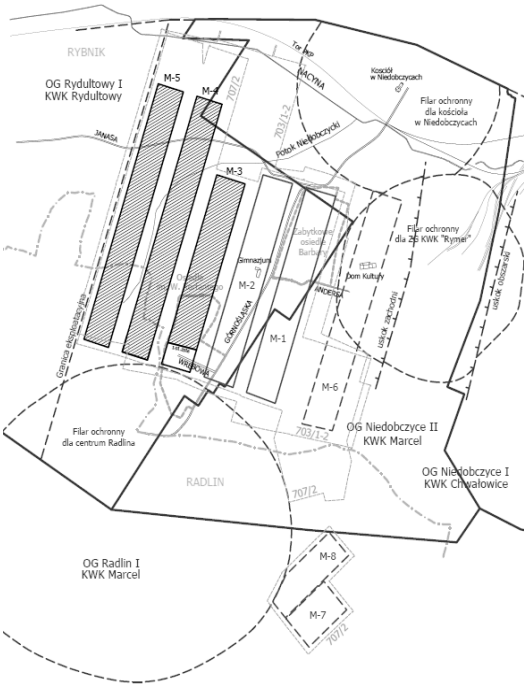
3. PROJEKT EKSPLOATACJI POKŁADU $712/_{1-2}$

Projekt eksploatacji pokładu $712/_{1-2}$ został opracowany przez kopalnię na podstawie następujących prac eksperckich:

– „Projekt eksploatacji pokładu $712/_{1-2}$ KWK „Marcel” w rejonie dzielnicy Niedobczyce miasta Rybnika minimalizującego wpływy na powierzchnię terenu” – praca pod kierunkiem prof. dr hab. inż. J. Białka [1],
– „Analiza możliwości eksploatacji pokładu $712/_{1-2}$ KWK „Marcel” w rejonie dzielnicy Niedobczyce miasta Rybnika ze względu na wpływy dynamiczne na powierzchnię terenu” – praca pod kierunkiem prof. dr hab. inż. B. Drzęźli dr. h.c. [2].

Punktem wyjścia dla jego opracowania było przyjęcie następujących podstawowych założeń:
– wpływy statyczne na powierzchni terenu nie mogą przekroczyć II kategorii terenu górniczego (warunek ujęty w koncesji),
– obniżenie koryta rzeki Nacyny powinno być mniejsze od 0,1 m,
– w celu optymalnego wykorzystania złoża eksploatacja powinna być prowadzona na całą grubość pokładu (około 3,0 m) systemem ścianowym z zawałem stropu (kopalnia technicznie nie jest przygotowana do eksploatacji z podsadzką hydrauliczną).

Na rysunku 1 przedstawiono projektowane do eksploatacji ściany.



Rysunek. 1. Szkic eksploatacji dokonanej i projektowanej w pokładzie $712/_{1-2}$
Drawing 1. Sketch of the completed and projected exploitation of seam $712/_{1-2}$

Dla osiągnięcia zamierzonych celów pierwotnie zaproponowano eksploatację przedmiotowego pokładu pięcioma ścianami z zawałem stropu w odmianie podłużnej. Długość ścian przyjęto po około 150 m w przypadku ścian M-1, M-2, M-4 i M-5 oraz około 180 m w przypadku ściany M-3, z pozostawieniem pomiędzy ich sąsiednimi polami pasów (calizn) węgla o szerokości około 50 m. Taki projekt eksploatacji był przedmiotem opiniowania już przez Komisję ds. Ochrony Powierzchni w dniu 16.11.2007 roku i uzyskał jej pozytywną opinię. Ostatecznie w Kompleksowym Projekcie Eksploatacji Pokładów Zagrożonych Tąpaniami na lata 2010÷2014

przyjęto szerokość filarów pomiędzy poszczególnymi ścianami równą 70,0 m, co z kolei spowodowało skrócenie długości poszczególnych ścian (M-5 i M-4 po 120 m; M-3, M-2 i M-1 po 140 m). Zmiana szerokości filara wyniknęła z dodatkowego uwzględnienia tzw. przyociosowych stref wytężenia calizny węglowej w chodnikach przyścianowych. Głównym celem przyjętych stosunkowo niewielkich długości ścian, a zwłaszcza pozostawionych między nimi calizn węglowych jest ograniczenie deformacji górotworu i powierzchni terenu. Jednocześnie założona niewielka szerokość pozostawionych pasów węgla nie będzie prowadzić do powstania nierówności w obrębie dna wykształconej niecki obniżeniowej.

Ponieważ eksploatacja pokładu $712/_{1-2}$ odbywa się na dużej głębokości (do 1100 m) w warunkach górotworu skłonnego do tąpań, dla ograniczenia tego zagrożenia przedmiotowy pokład wybierany jest pod wcześniej wybranymi pokładami $703/_{1-2}$ i $707/_{2}$ tzn. w górotworze przynajmniej częściowo odprężonym. Pozostawione pomiędzy ścianami calizny węglowe są nośne i zdolne do kumulacji energii sprężystej, ale nie będą negatywnie oddziaływać na pokłady sąsiednie, gdyż pokład $712/_{1-2}$ jest ostatnim przewidzianym do eksploatacji w części macierzystej obszaru Kopalni. W celu odsunięcia eksploatacji od rzeki Nacyny, skrócono wybiegi najdłuższych ścian, tj. M-4 i M-5 z ok. 1500 m do ok. 1250 m.

Od kwietnia 2012 roku prowadzona jest eksploatacja tego pokładu. Dotychczas wyeksploatowano dwie ściany M-5 i M-4, trzecia zaś znajduje się w końcowej fazie swojego postępu. Jest to zarazem ostatnia z trzech pozytywnie zaopiniowanych ścian przez Komisję ds. Ochrony Powierzchni i zaplanowanych przez Kopalnię w Planie Ruchu na lata 2013÷2015.

W czerwcu 2015 roku Komisja pozytywnie zaopiniowała przedstawiony przez kopalnię „Program dalszej eksploatacji górniczej pokładu $712/_{1-2}$ w części macierzystej KW S.A. Oddział KWK „Marcel" oraz działań zmierzających do zapewnienia bezpieczeństwa powszechnego na powierzchni terenu" [3]. Przedstawiony Komisji projekt dalszej eksploatacji pokładu $712/_{1-2}$ znalazł swoje odzwierciedlenie w zatwierdzonym Planie Ruchu Kopalni „Marcel" na lata 2016÷2018. Pierwotny projekt eksploatacji pokładu $712/_{1-2}$ został dodatkowo poszerzony o ścianę M-6, znajdującą się w bezpośrednim sąsiedztwie dotychczas planowanych ścian M-1÷M-5 (w kierunku na wschód). W końcowym zaś okresie eksploatacji tego pokładu będzie możliwość wybrania jeszcze dwóch ścian M-7 i M-8 (bądź alternatywnie jedną, obejmującą pola obu tych ścian), które są zlokalizowane w parceli o stosunkowo niewielkich wymiarach. Parcela ta znajduje się na południowy – wschód od zasadniczego pola eksploatacji tego pokładu. Ściany M-7 i M-8 ponadto znajdują się w obszarze zaliczenia pokładu do I stopnia zagrożenia tąpaniami, w części odprężonej przez wcześniejsze wyeksploatowanie nadległych pokładów $703/_{1-2}$ i $707/_{2}$. Miąższość pokładu $712/_{1-2}$ w rejonie tych ścian wynosi około 2,0m i na taką wysokość będą one wybierane. Ich eksploatacja została zaplanowana po wybraniu ścian M-1÷M-6. Z kolei parcela ściany M-6 uwzględnia dotychczasowe rozpoznanie dyslokacji nieciągłych w rejonie, w tym przebieg uskoku zachodniego (o zrzucie około 25m). Część pola tej ściany zlokalizowana została w filarze ochronnym, zlikwidowanych szybów „Janusz" i „Karol" byłej kopalni „Rymer", w pewnym zakresie w nieodprężonej części pokładu, zaliczonej do I i II stopnia zagrożenia tąpaniami. Długość ściany M-6 (w stosunku do ścian M-1÷M-5) nie uległa zmianie i wynosi około140m, a szerokość filara stabilizującego pomiędzy tą ścianą, a sąsiednią ścianą M-1 została zwiększona do ok. 165m. Wybranie tej ściany pozwoli lepiej wykorzystać złoże, a chodnik podścianowy usytuować w części pokładu zaliczonej do I stopnia zagrożenia tąpaniami, tj. poza teoretycznym zasięgiem krawędzi nadległych oraz zachować deformacje powierzchni terenu w rejonie ww. ścian nie przekraczające II kategorii terenu górniczego (warunek zawarty w koncesji). Kolejność eksploatacji ścian nie ulegnie zmianie, ostatnią przewidzianą do wybrania będzie ściana M-6.

Realizacja projektu eksploatacji pokładu $712/_{1-2}$ umożliwi Kopalni „Marcel" wydobycie

łącznie około 3,64 mln ton węgla gazowo-koksowego typu 34.1 i 34.2. Wskaźnik wykorzystania zasobów przemysłowych wynosi tutaj tylko 0,44. Jednak przedstawiony projekt jest jedynym i możliwym sposobem eksploatacji tego pokładu, biorąc pod uwagę aspekty tąpaniowe i ochrony powierzchni. Pierwotnie właśnie z tych względów, pokład ten nie był przewidziany do eksploatacji. Dlatego też wielkość wydobycia z tego rejonu, należy traktować w kategoriach odzyskiwania zasobów, a nie jego strat. **Doświadczenia z eksploatacji pokładu $712/_{1-2}$ Kopalni „Marcel", mogą być w przyszłości również wykorzystane przez inne zakłady górnicze, dla eksploatacji pokładów zagrożonych tąpaniami (np. złoża uwięzione w filarach ochronnych dla autostrad).**

4. DOTYCHCZASOWE DOŚWIADCZENIA Z PROWADZONEJ EKSPLOATACJI POKŁADU $712/_{1-2}$.

4.1. *Badanie wpływów statycznych dotychczasowej eksploatacji górniczej pokładu $712/_{1-2}$.*

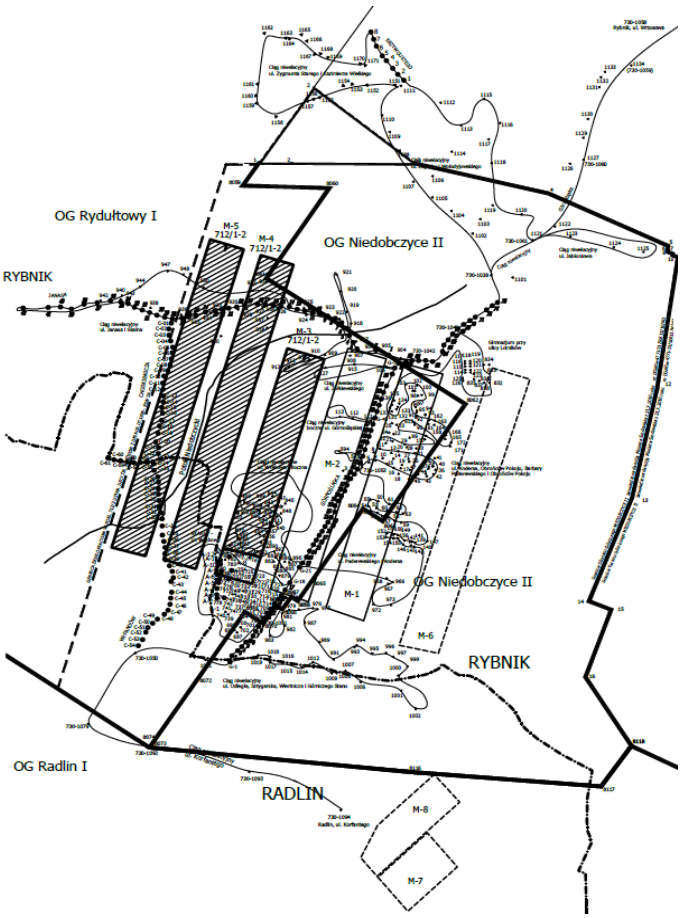
Wpływy eksploatacji prowadzonej pod dzielnicą Niedobczyce miasta Rybnik na powierzchnię terenu obserwowane są cyklicznie od 1995 r. na sieci pomiarowej złożonej z linii pomiarowych, a składających się z punktów ziemnych oraz punktów rozproszonych założonych na budynkach. Na liniach obserwacyjnych są wykonywane pomiary długości odcinków dalmierzem elektronicznym, zaś pomiary obniżeń punktów linii pomiarowych i punktów rozproszonych realizowane są metodą niwelacji technicznej. Na rysunku 2 przedstawiono szkic sieci pomiarowej w Rybniku-Niedobczycach na tle eksploatacji w pokładzie $712/_{1-2}$.
Z punktu widzenia oceny wpływów dalszej eksperymentalnej eksploatacji pokładu $712/_{1-2}$ wąskimi ścianami z pozostawieniem filarów węgla pomiędzy nimi, istotne znaczenie mają deformacje jakie spowodowały na powierzchni terenu wybrane już w ten sposób ściany M-4 i M-5. Wpływy eksploatacji tych ścian zostały pomierzone na liniach obserwacyjnych założonych wzdłuż ulicy Janasa i wzdłuż ulic Chodkiewicza i Wypandów (miejscowości Rybnik i Radlin). Na linii obserwacyjnej przebiegającej wzdłuż ul. Janasa zarejestrowano następujące wartości maksymalne wskaźników deformacji:

- obniżenia punktów – 0,669 m,
- zmiany nachyleń odcinków – -3,12 mm/m ÷ +2,24 mm/m,
- odkształcenia poziome ściskające – -1,93 mm/m,
- odkształcenia poziome rozciągające – +1,71 mm/m.

Na linii obserwacyjnej przebiegającej wzdłuż ul. Chodkiewicza i Wypandów pomierzono następujące wartości maksymalne wskaźników deformacji:

- obniżenia punktów – 0,599 m,
- zmiany nachyleń odcinków – -2,99 mm/m ÷ +3,14 mm/m,
- odkształcenia poziome ściskające – -1,79 mm/m,
- odkształcenia poziome rozciągające – +1,60 mm/m.

Na podstawie wyników pomiarów wykonanych na tych liniach pomiarowych można generalnie stwierdzić, że eksploatacja ścian M-4 i M-5 w pokładzie $712/_{1-2}$ spowodowała na powierzchni terenu wystąpienie obniżeń do ok. 0,7 m oraz zmian nachyleń i odkształceń poziomych mieszczących się maksymalnie w dolnej połowie II kategorii terenu górniczego. Spełnia ona zatem ograniczenia wynikające z zapisów koncesji w tym zakresie.



Rysunek. 2. Szkic geodezyjnej sieci obserwacyjnej
Drawing 2. Sketch of the geodesic observation network

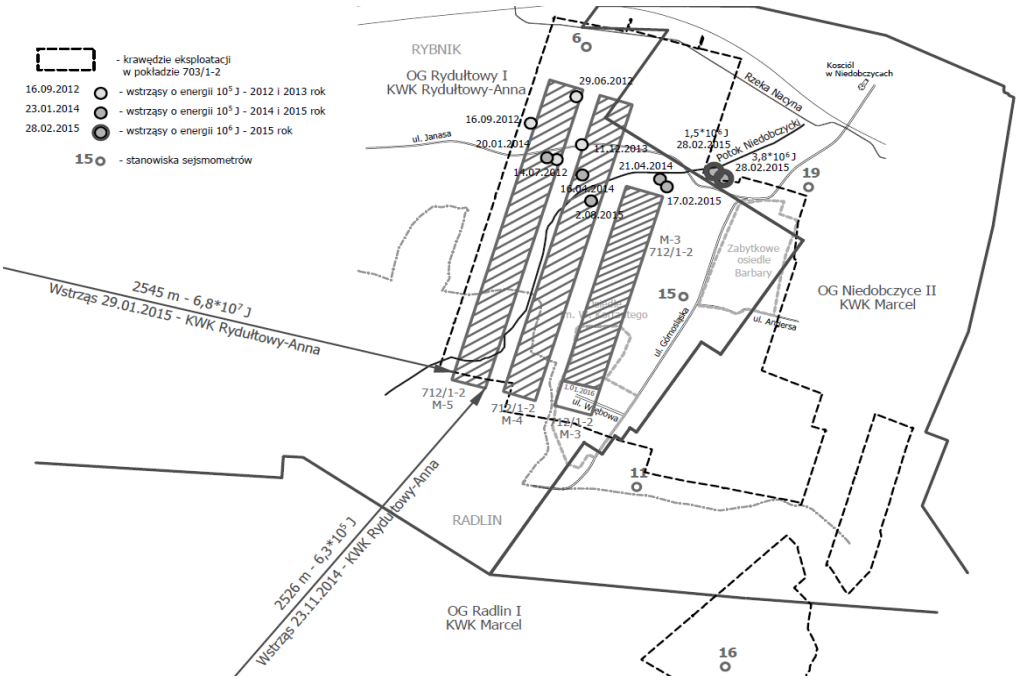
4.2. *Kształtowanie się aktywności sejsmicznej i zagrożenia tąpaniami dla eksploatacji dokonanej w pokładzie 712/$_{1-2}$*

Dla dotychczas wyeksploatowanych ścian M-5 i M-4 zaobserwowano stosunkowo niewielką aktywność sejsmologiczną w przedziale energetycznym od 10^2J do 10^5J. Ogółem dla tych dwóch ścian odnotowano 372 wstrząsy górotworu z przedziału energii sejsmicznej od 10^2 do 10^5J, z czego tylko 7 wstrząsów o energii rzędu 10^5J. Z kolei w czasie obecnie eksploatowanej ściany M-3 (do końca 2016 roku) odnotowano 316 wstrząsów górotworu z przedziału energii sejsmicznej od 10^2 do 10^6J, z czego 2 wstrząsy o energii rzędu 10^5J oraz dwa o energii 10^6J. Epicentra tych ostatnich wstrząsów znajdowały się poza polem eksploatacyjnym, w odległości poziomej ponad 200m od czynnego frontu ścianowego. W wyniku przeprowadzonych analiz ustalono, że wstrząsy te miały charakter regionalny i zostały wywołane skumulowanymi wpływami wieloletniej rozległej eksploatacji górniczej oraz wiązano je z grubą warstwą piaskowca „zameckiego" zalegającą ok. 285m powyżej pokładu 712/$_{1-2}$.

W tabeli 1 przedstawiono kształtowanie się aktywności sejsmicznej towarzyszącej dotychczasowym robotom eksploatacyjnym w pokładzie $712/_{1-2}$ (ściany od M-5 do M-3), zaś na rys. 3 przedstawiono rozkład wstrząsów wysokoenergetycznych, które wystąpiły podczas dotychczasowej eksploatacji pokładu $712/_{1-2}$.

ŚCIANA	OKRES EKSPLOA-TACJI miesiąc/rok	LICZBA WSTRZĄSÓW (N) w KLASACH					Í(N)	Í(E) [J]	max E [J]
		10^2J	10^3J	10^4J	10^5J	10^6J			
Ściana M-5	4/2012-5/2013	61	16	7	3	0	87	2,3E+6	9,7E+5
Ściana M-4	9/2013-10/2014	184	76	21	4	0	285	2,1E+6	5,1E+5
Ściana M-3	2/2015-nadal	194	107	11	2	2	316	7,2E+6	3,8E+6
Í	4/2012-nadal	439	199	39	9	2	688	1,2E+7	max 3,8E+6

Tabela 1. Zbiorcze zestawienie aktywności sejsmicznej dla eksploatacji w pokładzie $712/_{1-2}$
Table 1. General overview of seismic activity for the exploitation of seam $712/_{1-2}$



Rysunek. 3. Rozkład wstrząsów wysokoenergetycznych podczas dotychczasowej eksploatacji pokładu $712/_{1-2}$
Drawing 3. Distribution of high-energy tremors in the past exploitation of seam $712/_{1-2}$

W okresie eksploatacji pokładu $712/_{1-2}$ (od kwietnia 2012 roku) drgania wywołane zarejestrowanymi 11 wstrząsami o energiach sejsmicznych rzędu 10^5-10^6J osiągnęły na powierzchni terenu w jednym przypadku „II" stopień intensywności oddziaływania drgań wg skali GSI_{GZWKW}-2012 (maksymalne amplitudy przyspieszeń drgań powierzchni wyniosły 418mm/s^2, natomiast prędkości drgań 16,1mm/s), w jednym przypadku „I" stopień, a pozostałych przypadkach „0" stopień intensywności drgań. Dotychczas zaistniałe wstrząsy górnicze, te pochodzenia eksploatacyjnego jak również regionalnego, zainicjowane prowadzoną eksploatacją pokładu $712/_{1-2}$, nie wyrządziły poważniejszych szkód w zagospodarowaniu powierzchni terenu. Ograniczyły się one jedynie do tzw. uszkodzeń architektonicznych, tj. drobnych zarysowań tynków zewnętrznych i wewnętrznych.

5. PROGNOZOWANE WPŁYWY EKSPLOATACJI POKŁADU $712/_{1-2}$ NA POWIERZCHNIĘ TERENU

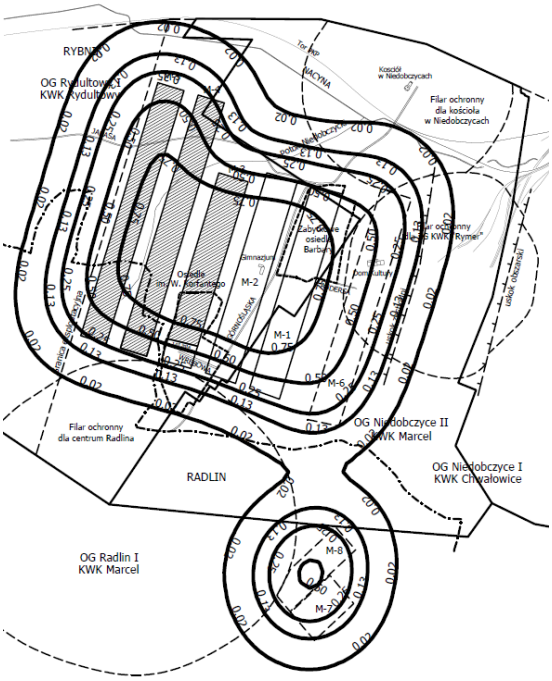
5.1. *Wpływy statyczne*

Na podstawie wyników pomiarów parametrów deformacji terenu, pochodzących od przeprowadzonej dotychczas eksploatacji pokładu $712/_{1-2}$, wyznaczono parametry teorii Budryka-Knothego. Posłużyły one do wyznaczenia prognozy wpływów eksploatacji dokonanej i projektowanej w pokładzie $712/_{1-2}$. Do prognozy wpływów od ścian M-1 ÷ M-5 przyjęto następujące parametry:

- parametr teorii tgβ = 2,8,
- współczynnik eksploatacyjny a = 0,85,
- szerokość obrzeża geometrycznego d = 33 m,
- współczynnik dewiacji wpływów k = 0,9,
- współczynnik odkształcenia poziomego B = 0.32 r.

W przypadku ścian M-6, M-7 i M-8, z uwagi na projektowaną eksploatację w górotworze o wiele mniej naruszonym dotychczasową eksploatacją górniczą, przyjęto nieco mniejszą wartość parametru tgβ = 2,4 oraz zwiększono wartość obrzeża geometrycznego do d = 40 m.

Z przeprowadzonych obliczeń wynika, że realizacja przedstawionego projektu eksploatacji, spowoduje powstanie na powierzchni terenu niecki osiadania o maksymalnej wartości obniżeń wynoszącej ok. 1,0 m. Obniżenia tej wielkości wystąpią w terenach zabudowanych, obejmujących rejony ulic Górnośląskiej, Obrońców Pokoju i Barbary w mieście Rybniku (rejon zabudowy wielorodzinnej i jednorodzinnej – zabytkowe osiedle „Barbary"). W rejonie osiedla im. Wojciecha Korfantego wystąpią obniżenia w granicach od 0,1÷0,8m. W rejonie rzeki Nacyny wartości obniżeń nie przekroczą 0,1 m.
Powstałe obniżenia spowodują wystąpienie w granicach niecki zmian nachyleń o wartościach mieszczących się w 0 i I kategorii terenu górniczego. Wewnątrz powstałej niecki wystąpią odkształcenia poziome o wartościach z zakresu I i II kategorii terenu górniczego. II kategoria odkształceń poziomych wystąpi wewnątrz niecki osiadania i obejmie obszary zabudowane, zlokalizowane w rejonach ulic Górnośląskiej, Lotników, Związkowej, Obrońców Pokoju, Paderewskiego i Barbary w mieście Rybniku (rejon zabudowy wielorodzinnej i jednorodzinnej – zabytkowe osiedle „Barbary"). W mieście Radlinie II kategoria terenu górniczego wystąpi na małym obszarze, obejmującym niewielką grupę obiektów, zlokalizowanych przy ulicach Mariackiej, Odległej i Wieczorka (osiedle „Wieczorka").
Na rysunku 4 przedstawiono izolinie prognozowanych obniżeń terenu w wyniku eksploatacji pokładu $712/_{1-2}$.



Rysunek 4. Izolinie prognozowanych obniżeń terenu w wyniku eksploatacji pokładu $712/_{1-2}$
Drawing 4. Isolines of the projected descent of the terrain affected by the exploitation of seam $712/_{1-2}$

Podsumowując można stwierdzić, że przedstawiony projekt eksploatacji pokładu $712/_{1-2}$ spełnia więc podstawowe warunki ochrony powierzchni zawarte między innymi w obowiązującej koncesji oraz inne (wymienione wcześniej), jakie zostały przed nim postawione. Ponadto należy podkreślić, że wzbogacenie projektu eksploatacji pokładu $712/_{1-2}$ o trzy dodatkowe ściany: M-6 oraz M-7 i M-8, nie spowodowało zwiększenia wielkości wpływów, a jedynie przyczyniło się do poszerzenia zasięgu ich występowania. Prognozowane parametry deformacji terenu nie spowodują zagrożenia dla występującej na powierzchni terenu zabudowy kubaturowej, jak również infrastruktury technicznej. Wynika to bezpośrednio z inwentaryzacji tychże obiektów, jaką przeprowadziła Kopalnia „Marcel" w 2014 roku.

5.2. *Wpływy dynamiczne*

W 2014 roku na zlecenie kopalni, Zakład Geologii i Geofizyki Głównego Instytutu Górnictwa opracował ekspertyzę pt. „Prognoza oddziaływania wstrząsów górniczych na obiekty powierzchniowe zlokalizowane w części macierzystej KWK „Marcel" – aktualizacja" „[4], w której to przedstawiono wielkości oddziaływań dynamicznych na powierzchnię terenu, opierając się o najnowszą górniczą skalę intensywności (GSI_{GZWKW}-2012). Prognoza została wykonana dla wstrząsów eksploatacyjnych (generowanych bieżącą eksploatacją górniczą) oraz dla wstrząsów regionalnych. Wstrząsy o charakterze regionalnym wynikają z sumowania się naprężeń eksploatacyjnych w skali regionalnej z istniejącymi naprężeniami tektonicznymi i w efekcie rozładowywania nadmiernych naprężeń sumarycznych na strukturach tektonicz-

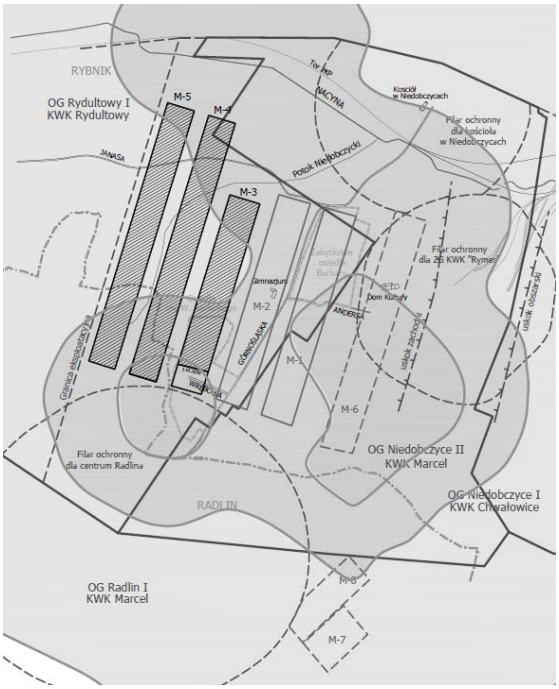
nych, często znacznie oddalonych od frontów ścian eksploatacyjnych. Wstrząsy te ze względu na generalnie dużą odległość od czynnych frontów eksploatacji, rzadko stanowią zagrożenie dla prac dołowych, są natomiast intensywnie odczuwane na powierzchni, co wynika z ich niższych częstotliwości dominujących oraz dłuższych czasów trwania, niż ma to miejsce przy krótko trwających wstrząsach eksploatacyjnych. Wstrząsy te mogą występować bardzo rzadko, czasami w danym obszarze raz na kilka – kilkanaście lat.

Maksymalne energie wstrząsów regionalnych w tym przypadku estymowano na podstawie rozkładu wartości ekstremalnych z warunkiem ograniczającym energie maksymalne w obszarze obliczeń do $E=5\cdot10^8$ J. Prawdopodobieństwo zaistnienia wstrząsów o energii $1\cdot10^8$ J wynosi p=10% w okresie 4 lat projektowanej eksploatacji do roku 2020. Co prawda jest to małe prawdopodobieństwo zaistnienia wstrząsu o energii $1\cdot10^8$ J lub wyższej, ale w ocenie potencjalnych skutków drgań w zabudowie powierzchniowej wybrano ten dość asekuracyjny wariant.

Według wykonanej prognozy ewentualne wstrząsy generowane projektowaną eksploatacją górniczą pokładu $712/_{1\text{-}2}$, mogą powodować drgania o następujących parametrach:

a) dla wstrząsów eksploatacyjnych maksymalne wartości prędkości drgań gruntu prognozowane są na poziomie do 0,008m/s dla czasów trwania drgań od 1,5 do 3,0s oraz do 0,007m/s dla czasów trwania drgań od 0 do 1,5s i powyżej 3s. Maksymalne prognozowane przyspieszenie drgań gruntu mogą tu osiągnąć wartości do $0{,}2\text{m/s}^2$ dla wszystkich czasów trwania drgań,
b) dla wstrząsów regionalnych (przy 10% prawdopodobieństwie zaistnienia takich wstrząsów) maksymalne wartości prędkości drgań prognozowane są na poziomie 0,035m/s dla czasów trwania drgań od 1,5 do 3s ; do 0,025m/s dla czasów trwania drgań od 0 do 1,5s oraz do 0,015m/s dla czasów trwania drgań powyżej 3,0s. Maksymalne prognozowane przyspieszenia drgań gruntu mogą tu osiągnąć wartości do $0{,}750\text{m/s}^2$ dla czasów trwania drgań od 0 do 1,5s ; do $0{,}5\text{m/s}^2$ dla czasów trwania drgań od 1,5 do 3s oraz do $0{,}4\text{m/s}^2$ dla czasów trwania drgań powyżej 3,0s.

Dla wstrząsów eksploatacyjnych w przeważającej części obszaru górniczego prognozuje się występowanie drgań w „0" stopniu intensywności, a tylko w niewielkim obszarze, w jego części północnej w „I" stopniu intensywności drgań. Nieliczne wstrząsy regionalne mogą powodować na znacznym obszarze OG „Niedobczyce II" KWK „Marcel", drgania zaliczane do II stopnia intensywności. W małym obszarze w południowym fragmencie OG Niedobczyce II, mogą wystąpić drgania w dolnej części III stopnia intensywności drgań skali GSI_{GZWKW}-2012. Prognozowane drgania w I i II stopniu intensywności drgań skali GSI_{GZWKW}-2012 nie powinny być szkodliwe dla nieuszkodzonych i zadbanych obiektów budowlanych w dobrym stanie technicznym. Drgania w I i II stopniu intensywności mogą jedynie intensyfikować uszkodzenia już istniejące w budynkach. W niewielkim obszarze potencjalnego III stopnia intensywności drgań, mogą mieć miejsce drobne uszkodzenia elementów niekonstrukcyjnych i dekoracyjnych budynków. W obszarze tym nie ma obiektów w złym stanie technicznym i o dużym naturalnym zużyciu. Na rysunku 5 przedstawiono zasięg poszczególnych stopni intensywności drgań wg skali GSI_{GZWKW}-2012 w KWK „Marcel" dla wstrząsów regionalnych.



Rysunek 5. Prognozowane stopnie intensywności drgań w rejonie eksploatacji pokładu $712/_{1-2}$
Drawing 5. Projected degrees of vibration intensity in the area of the exploitation of seam $712/_{1-2}$

PODSUMOWANIE

- Działalność górnicza KWK „Marcel" prowadzona od 1883 roku w części macierzystej Obszaru Górniczego „Radlin I" spowodowała znaczne sczerpanie złoża w pokładach jaklowieckich (grupy 700), które zbudowane są z węgli o bardzo dobrych parametrach jakościowych (typy 34.1 i 34.2). Dla dalszego rentownego funkcjonowania kopalni zachodzi potrzeba możliwie długiej kontynuacji eksploatacji pokładu $712/_{1-2}$,
- Opracowany przez kopalnię przy współudziale jednostek naukowo-badawczych projekt eksploatacji pokładu $712/_{1-2}$, zakłada wybranie 6 ścian o długościach od 120 ÷ 140 m; wybiegach od 920 – 1250 m, furcie eksploatacyjnej równej 3,0 m z pozostawieniem między nimi filarów o szerokości 70 m, a w jednym przypadku o szerokości 165m. W końcowym zaś okresie eksploatacji tego pokładu będzie możliwość wybrania jeszcze dwóch ścian M-7 i M-8, które są zlokalizowane w parceli o stosunkowo niewielkich wymiarach. Parcela ta znajduje się na południowy – wschód od zasadniczego pola eksploatacji tego pokładu. Taki, a nie inny projekt eksploatacji podyktowany jest przede wszystkim względami ochrony powierzchni, wynikającymi z zapisów zawartych w koncesji, a dotyczących nie przekraczania wpływów II kategorii terenu górniczego w rejonach zwartej zabudowy miasta Rybnika,
- Pierwsze roboty przygotowawcze związane z realizacją projektu eksploatacji rozpoczęto w sierpniu 2008 roku, zaś dotychczas wyeksploatowano już 3 ściany (M-5, M-4 i M-3). Planuje się, że eksploatacja tego pokładu zostanie zakończona w okolicach 2020 roku.

- Prognozowane na powierzchni terenu wpływy statyczne i dynamiczne nie przekroczą odporności istniejącej zabudowy kubaturowej oraz sieci uzbrojenia terenu,
- Występujące okresowo prognozowane wstrząsy wysokoenergetyczne na powierzchni terenu o energii rzędu $E \geq 10^6$ J mogą spotkać się z niekorzystnym oddźwiękiem ze strony lokalnej społeczności. Kopalnia mając już doświadczenia z przeszłości, będzie realizowała szereg działań określonych w instrukcjach Kompanii Węglowej S.A. oraz zarządzeniach KRZG. Przede wszystkim będą to działania informacyjne oraz sprawne załatwianie spraw związanych ze szkodami górniczymi,
- Realizacja eksploatacji pokładu $712/_{1\text{-}2}$ pozwoli na wydobycie 3,64 mln ton węgla o bardzo dobrych parametrach jakościowych (typ 34.1 i 34.2) co stanowi 44% całych zasobów przemysłowych zalegających w przedmiotowym rejonie (8,27 mln ton). Eksploatację tą jednak nie należy rozpatrywać w kontekście wskaźników wykorzystania zasobów, gdyż pierwotnie pokład $712/_{1\text{-}2}$ nie był planowany do eksploatacji. Mówimy tutaj raczej o odzyskiwaniu złoża, a nie o jego stratach,
- Doświadczenia z eksploatacji pokładu $712/_{1\text{-}2}$ Kopalni „Marcel", mogą być w przyszłości również wykorzystane przez inne zakłady górnicze, dla eksploatacji pokładów zagrożonych tąpaniami (np. złoża uwięzione w filarach ochronnych dla autostrad).

WNIOSEK GENERALNY

Przedstawiony w referacie projekt eksploatacji pokładu $712/_{1\text{-}2}$ KWK „Marcel" w rejonie dzielnicy Niedobczyce miasta Rybnika oraz w północno-wschodniej części miasta Radlina jest bezpieczny dla powierzchni terenu i pozwala na wykorzystanie zasobów zgodnie z Projektem Zagospodarowania Złoża, a przede wszystkim przynosi wymierne korzyści ekonomiczne.

LITERATURA

[1] Białek J. 2005: „Projekt eksploatacji pokładu $712/_{1\text{-}2}$ KWK „Marcel" w rejonie dzielnicy Niedobczyce miasta Rybnika minimalizującego wpływy na powierzchnię terenu".

[2] Drzęźla B. 2005: „Analiza możliwości eksploatacji pokładu $712/_{1\text{-}2}$ KWK „Marcel" w rejonie dzielnicy Niedobczyce miasta Rybnika ze względu na wpływy dynamiczne na powierzchnię terenu".

[3] KWK „Marcel". 2015: „Program dalszej eksploatacji górniczej pokładu $712/_{1\text{-}2}$ w części macierzystej KW S.A. Oddział KWK „Marcel" oraz działań zmierzających do zapewnienia bezpieczeństwa powszechnego na powierzchni terenu".

[4] Mutke G. 2014: Prognoza oddziaływania wstrząsów górniczych na obiekty powierzchniowe, zlokalizowane w części macierzystej KWK "Marcel" - aktualizacja".

Wydłużenie odstawy głównej do poziomu 600 w nawiązaniu do upadowej odstawczo-transportowej jako istotne przedsięwzięcie restrukturyzacji technicznej Kopalni Marcel

Adam Robakowski
Jacek Kowalczuk
Krzysztof Baluch
Kompania Węglowa S.A. Oddział KWK Marcel

STRESZCZENIE W referacie przedstawiono etapy modernizacji odstawy i transportu w Kopalni Marcel w oparciu o budowę i wydłużenie upadowej odstawczo-transportowej. Wydłużenie upadowej do poziomu 600 umożliwiło uproszczenie modelu odstawy i transportu w części marklowickiej, a kopalnia uzyskała szereg dodatkowych korzyści. Obecnie upadowa odstawczo-transportowa jest osią kopalni łączącą poziomy 400 i 600 z powierzchnią zakładu górniczego oraz z zakładem przeróbki mechanicznej węgla. Kopalnia uzyskała wysokowydajny układ odstawy urobku i transportu materiału, który umożliwia prowadzenie efektywnego wydobycia z części marklowickiej i utrzymanie rentowności. W referacie przedstawiono założenia funkcjonowania upadowej oraz scharakteryzowano parametry odstawy i transportu w upadowej, w tym uzyskane korzyści.

SŁOWA KLUCZOWE: Upadowa, restrukturyzacja, transport, odstawa, uproszczenie

WPROWADZENIE

Restrukturyzacja to złożony proces istotnych, często fundamentalnych zmian w przedsiębiorstwie, którego celem jest bieżące i długofalowe kształtowanie atrybutów jego podmiotowości pod kątem zmian w otoczeniu i wewnętrznych potrzeb samego przedsiębiorstwa [1]. Restrukturyzacja techniczna i technologiczna – łączy zmiany w ofercie przedsiębiorstwa i sposobach wytwarzania produktów w jeden spójny proces [2]. Termin restrukturyzacja oznacza zatem nowoczesne zmiany dokonywane w przedsiębiorstwie, mające na celu poprawę jego funkcjonowania. Celem restrukturyzacji jest stworzenie przesłanek do wzrostu wartości przedsiębiorstwa. Restrukturyzacja jest równoważna z transformacją.

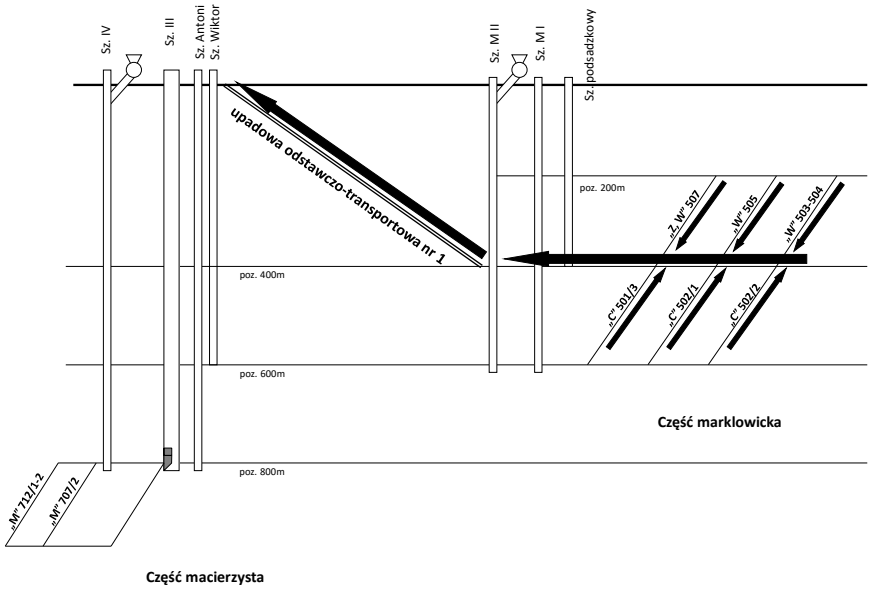
1. HISTORIA BUDOWY UPADOWEJ NR 1

Złoże Kopalni Marcel to dwie różne jednostki stratygraficzne. Część macierzysta, czyli „stary" Marcel, oparta na grupie pokładów 700 oraz część marklowicka, gdzie eksploatowane są pokłady grupy 500. Aktualny model kopalni oparty jest na 7 szybach, upadowej odstawczo-transportowej z powierzchni do poziomu 600, 2 poziomach wydobywczych oraz 3 ścianach eksploatacyjnych.

W kopalni od marca 2008 do września 2015 r. funkcjonowała upadowa odstawczo-transportowa nr 1 z powierzchni do poziomu 400. Przed uruchomieniem upadowej nr 1, urobek z części marklowickiej był transportowany przenośnikami na centralną załadownię na poziomie 400, dalej był przewożony w wozach urobkowych na szyb wydobywczy i ciągniony w naczyniu skipowym z poziomu 400 na powierzchnię do ZPMW.

Upadowa odstawczo-transportowa nr 1 jest wyrobiskiem pochyłym łączącym poziom 400 z powierzchnią kopalni i dalej poprzez pomost łączący z ZPMW. Długość upadowej nr 1 wynosi 1850 m, przy nachyleniu 12°. Podczas prac projektowych przyjęto następujące założenia funkcjonowania upadowej odstawczo-transportowej nr 1:

- zwiększenie zdolności produkcyjnej kopalni do 11,5 tys. ton/dobę,
- poprawa wyniku finansowego – uzyskanie trwałej rentowności,
- odstawa urobku z eksploatowanych ścian z części marklowickiej bezpośrednio do ZPMW z wyeliminowaniem transportu kołowego i pionowego,
- ustabilizowanie nadawy urobku na ZPMW poprzez płynną regulację wydajności do 1250 t/h,
- możliwość transportu w całości elementów wielkogabarytowych z powierzchni do poziomu 400 wraz z prowadzeniem jazdy ludzi.



Rys. 1. Schemat odstawy urobku po uruchomieniu upadowej nr 1
Fig. 1. Scheme of mining product delivery after launching No 1 conveying decline

Upadowa nr 1 wyposażona jest w trzy przenośniki taśmowe. Pierwszy przenośnik ma długość 110 m i znajduje się w pomoście łączącym upadową z zakładem przeróbki mechanicznej. Drugi, o długości 1860 m, jest zamontowany w samej upadowej. Trzeci przenośnik o długości 850 m łączy upadową ze zbiornikiem retencyjnym. Każdy z przenośników jest w stanie w cią-

gu godziny przetransportować co najmniej 1250 t węgla. W tunelu upadowej, który rozdziela się na dwie nitki, obok przenośników odstawy urobku, zamontowana jest kolejka spągowa służąca do przewozu materiałów i urządzeń.

2. WYDŁUŻENIE UPADOWEJ ODSTAWCZO-TRANSPORTOWEJ DO POZIOMU 600

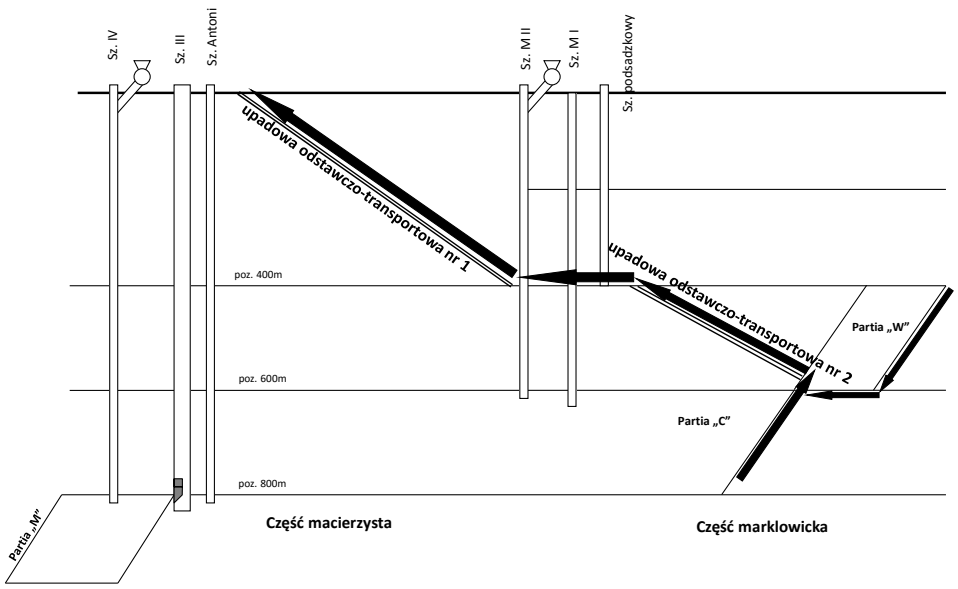
2.1. *Przebudowa układu odstawy urobku*

Obecnie eksploatacja w części marklowickiej kopalni zeszła do głębokości 600 m, a w niektórych pokładach nawet poniżej tego poziomu. Rozpoczęcie eksploatacji poniżej poziomu 600, wymagało przeprojektowania modelu kopalni ze względu na wentylację oraz zmiany układu odstawy i transportu materiałów. Funkcjonujące przenośniki zabudowane były m.in. na poziomie 380 m (obecnie jest to poziom wentylacyjny). Zespół projektowy przystąpił do opracowania rozwiązania dla zadania „Uproszczenie modelu odstawy i transportu dla eksploatacji ścian w partii C w części marklowickiej", w myśl którego istniejący układ transportowy zostanie nie tylko wydłużony, ale też uproszczony. Podczas prac projektowych istotnym kryterium było obniżenie kosztów odstawy i transportu. Celowość zadania została potwierdzona w opracowanym przez AGH „Projekcie koncepcyjnym odstawy dla przekopu odstawczo-transportowego i pochylni odstawczo-transportowej na KWK Marcel". Podczas projektowania przyjęto następujące założenia funkcjonowania upadowej odstawczo-transportowej nr 2 z poziomu 400 do poziomu 600:

- uruchomienie wysokowydajnego transportu urobku do poziomu 600, poprzez nawiązanie do istniejącego układu transportu w upadowej,
- uproszczenie dotychczasowego modelu odstawy głównej poprzez likwidację 6 przenośników i zastąpienie ich 3 nowymi,
- odstawa urobku ze wszystkich ścian eksploatowanych w części marklowickiej bezpośrednio na powierzchnię,
- zwiększenie wydajności odstawy z 1 250 t/h do 2 000 t/h,
- utrzymanie zdolności produkcyjnych kopalni na poziomie 11,5 tys. ton/dobę,
- transport wielkogabarytowych elementów (sekcji, kombajnów) z powierzchni w rejon eksploatowanych ścian oraz przodków.

Część górnicza inwestycji była realizowana w latach 2013–2015. Wykonano szereg wyrobisk kapitalnych kamiennych i wyrobisk w węglu, w tym: przekop odstawczo-transportowy o długości 385 m oraz pochylnię odstawczo-transportową w pokładzie 505 o długości 805 m. Pod względem funkcjonalności wyrobisk zostały uwzględnione wymagania w zakresie odstawy, transportu i wentylacji oraz funkcje pomocnicze jak zabudowa dodatkowych urządzeń. Łączna długość wydrążonych wyrobisk wyniosła 2159 m, w tym 1346 m wyrobisk kamiennych i 813 m wyrobisk węglowych.

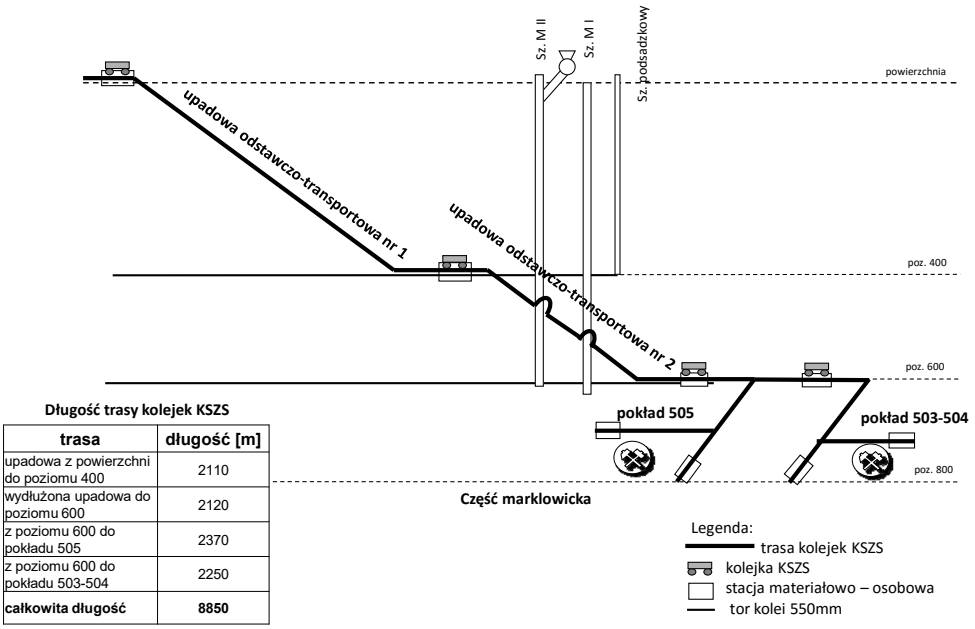
Oddana do ruchu w październiku 2015 r. wydłużona upadowa odstawczo - transportowa jest osią kopalni, łączącą poziomy 400 i 600 w części marklowickiej z powierzchnią zakładu górniczego oraz z zakładem przeróbczym. Odstawa urobku z powierzchni do poziomu 600 składa się z 6 przenośników o łącznej długości 4335 m. Oznacza to, że nowa upadowa w stosunku do upadowej uruchomionej w marcu 2008 r. została wydłużona ponad dwukrotnie. Poprzez uproszczenie modelu odstawy do poziomu 600, ilość przenośników odstawy centralnej uległa zmniejszeniu o 3 przenośniki, co przełożyło się na skrócenie długości odstawy o 2700 m.



Rys. 2. Schemat odstawy urobku po uruchomieniu upadowej nr 2
Fig. 2. Scheme of mining product delivery after launching No 2 conveying decline

2.2. *Transport kolejkowy w upadowej do poziomu 600*

Obok rozwiązań związanych z odstawą urobku, wykonano z pochylni odstawczo-transportowej połączenie z drogami transportowymi na poziomie 600, poprzez wydrążenie przekopu transportowego o długości 435 m. Dzięki temu powierzchnia została połączona z poziomem 600 układem transportowym, który funkcjonuje w oparciu o spągowe kolejki spalinowe przystosowane do transportu ciężkich i wielkogabarytowych elementów maszyn i urządzeń oraz jazdy osób. Trasa kolejki jest powiązana z transportem kołowym – na poziomach 400 i 600 na pewnych odcinkach poprowadzona jest równolegle do toru kolei podziemnej. Na tych odcinkach zostały wyznaczone stacje materiałowo-osobowe oraz materiałowe, wyposażone w urządzenia do przeładunku materiałów oraz miejsca do wsiadania i wysiadania osób. Nitka transportowa w upadowej jest wyposażona w cztery kolejki spągowe zębate spalinowe z platformami do transportu materiałów o nośności od 100 do 220 kN, wyposażonymi w kabiny do jazdy ludzi dla 14 lub 30 osób. Całkowita docelowa długość trasy kolejek KSZS wynosi 8850 m.



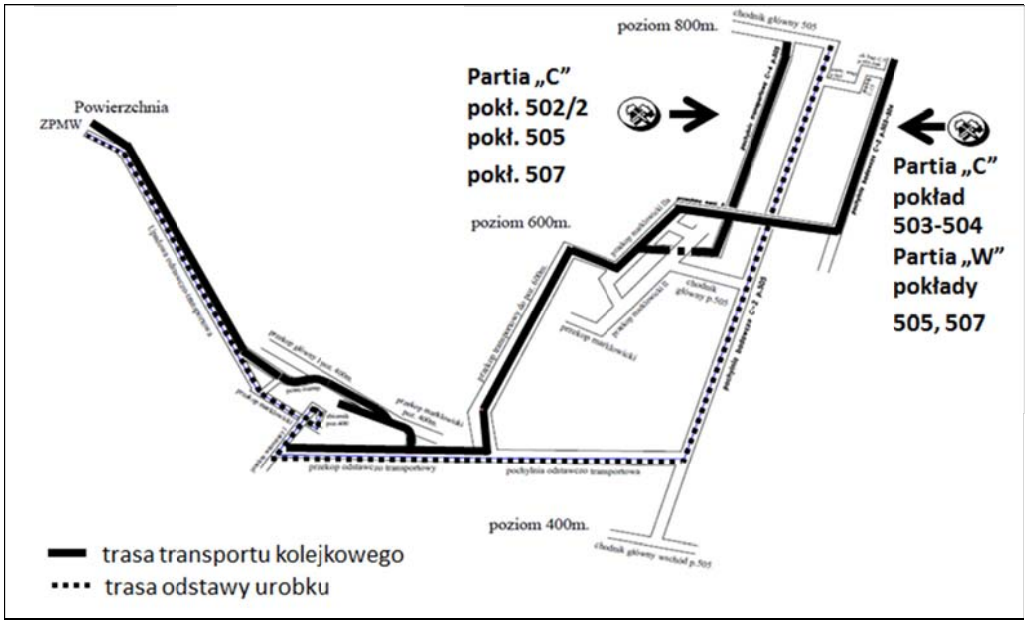
Długość trasy kolejek KSZS

trasa	długość [m]
upadowa z powierzchni do poziomu 400	2110
wydłużona upadowa do poziomu 600	2120
z poziomu 600 do pokładu 505	2370
z poziomu 600 do pokładu 503-504	2250
całkowita długość	**8850**

Rys. 3. Schemat transportu po uruchomieniu upadowej odstawczo – transportowej nr 2
Fig. 3. Scheme of transport after launching delivery-transport conveying decline No 2

PODSUMOWANIE

Mając na uwadze bardzo pozytywne, kilkuletnie doświadczenia z bezawaryjną eksploatacją dotychczasowej upadowej nr 1 z powierzchni do poziomu 400, zbudowano nowy uproszczony układ przenośników taśmowych odstawy zbiorczej, który stanowi przedłużenie upadowej odstawczo-transportowej nr 1. Oddana do użytkowania w październiku 2015 r. inwestycja była realizowana na żywym organizmie kopalni, która wydobywała jednocześnie 11,5 tys. ton węgla na dobę. W pochylni odstawczo-transportowej przez pewien czas znajdowały się dwa przenośniki: jeden montowany z kierunkiem do góry, a drugi, umiejscowiony równolegle, odstawiał urobek w dół ze ściany C2 w pokładzie 505. Upadowa odstawczo-transportowa z powierzchni do poziomu 600 m jest wysokowydajnym układem odstawy urobku i transportu materiału, który umożliwia prowadzenie efektywnego wydobycia z części marklowickiej i utrzymanie rentowności kopalni. Analiza finansowa inwestycji wykazała, że zwrot nakładów nastąpi na początku trzeciego roku eksploatacji upadowej. Zwrot inwestycji w tak krótkim czasie wynika przede wszystkim z utrzymania zdolności produkcyjnych kopalni na poziomie 11,5 tys. ton/d netto oraz zmniejszenia kosztów odstawy i transportu.



Rys. 4. Schemat odstawy urobku i transportu kolejkowego
w upadowej odstawczo-transportowej
Fig. 4. Scheme of mining product delivery and of railway
transport in delivery-transport conveying decline

LITERATURA

[1] Suszyński C.: Restrukturyzacja, konsolidacja, globalizacja przedsiębiorstw. PWE, Warszawa 2003, str. 71.
[2] Suszyński C.: Restrukturyzacja, konsolidacja, globalizacja przedsiębiorstw. PWE, Warszawa 2003, str. 138.

Lengthening of the Main Coal Delivery to Level 600 in Connection with Transport-Delivery Conveying Decline as a Vital Element of the Marcel Coal Mine Technical Restructuring

In the paper there have been presented stages of delivery and transport modernization in the Marcel coal mine. The modernization is based on building and lengthening transport-delivery conveying decline. Lengthening the conveying decline to level 600 led to a simplification of the transport-delivery model in Marklowice premises; what is more, the coal mine obtained a range of additional benefits. Currently the transport-delivery conveying decline is the mine's axis connecting levels 400 and 600 with the mining plant's surface and mechanical coal mine factory. The coal mine has gained a highly-efficient configuration of mining product delivery and material transport, which enables both effective coal mining from Marklowice premises

and maintaining profitability. This paper presents assumptions of conveying decline functioning. Also, not only have parameters of delivery and transport in conveying decline been characterized but also the obtained benefits.



Efekty ekonomiczne funkcjonowania upadowej odstawczo-transportowej

Założenia funkcjonowania upadowej odstawczo-transportowej z powierzchni do poziomu 400 – I etap

- zwiększenie zdolności produkcyjnej,
- poprawa wyniku finansowego - uzyskanie trwałej rentowności,
- odstawa urobku bezpośrednio z eksploatowanych ścian z wyeliminowaniem transportu kołowego i pionowego,
- ustabilizowanie nadawy urobku na ZPMW poprzez płynną regulację wydajności do 1 250 t/h,
- możliwość transportu w całości elementów wielkogabarytowych z powierzchni do poz. 400 m wraz z prowadzeniem jazdy ludzi.

Efektywność ekonomiczna I etapu

- nakłady inwestycyjne ogółem w latach 2002-2009: 89,75 mln
- uruchomienie odstawy w upadowej: 13.03.2008 r.
- czas zwrotu inwestycji: 8 lat 8 miesięcy

  2 lata 5 miesięcy od „pierwszej” przetransportowanej tony



UPADOWA ODSTAWCZO-TRANSPORTOWA ETAP I

2002 – 2009

Wyrobiska – 2098 m.b.

2002 – 2006

Kolejka KSZS-650/900/130

trasa 2050 m.b.

2005 – 2007

Rozdzielnia 6 kV na powierzchni

2006 – 2007

Przenośniki taśmowe PIOMA

PT 1	PIOMA 1400	dł. trasy	110 m.b.
PT 2	PIOMA 1400	dł. trasy	1860 m.b.
PT 3	PIOMA 1200	dł. trasy	850 m.b.

2007

Infrastruktura

- stalowy pomost przenośnika na ZPMW
- budynek kolejki wraz z suwnicami

2007 – 2009

Założenia funkcjonowania upadowej odstawczo-transportowej z poziomu 400 do poziomu 600 i poniżej – II etap

- uruchomienie wysokowydajnego transportu urobku do poziomu 600 i poniżej, poprzez nawiązanie do istniejącego układu transportu w upadowej,
- uproszczenie dotychczasowego modelu odstawy głównej o 2 700 m.b. poprzez likwidację 6 przenośników i zastąpienie ich 3 nowymi,
- odstawa urobku ze wszystkich ścian eksploatowanych w części marklowickiej bezpośrednio na powierzchnię,
- zwiększenie wydajności odstawy z 1 250 t/h do 2 000 t/h,
- utrzymanie zdolności produkcyjnych kopalni na poziomie 11 500 t/d,
- transport wielkogabarytowych elementów (sekcji, kombajnów) z powierzchni w rejon eksploatowanych ścian oraz przodków.

Efektywność ekonomiczna II etapu

- nakłady inwestycyjne ogółem w latach 2013-2015: 65,7 mln
- uruchomienie odstawy w upadowej: 07.09.2015
- czas zwrotu inwestycji: 2 lata 2 miesiące



2013 - 2015

UPADOWA ODSTAWCZO TRANSPORTOWA ETAP II

2013 - 2015

Wyrobiska – 2159 m.b. (40,1 mln zł)

kamienne 1369 m.b. (34,1 mln zł)

węglowe 790 m.b. (6,0 mln zł)

2014

Kolejka KSZS-650/900/130 (2,2 mln zł)

trasa 2 700 m.b.

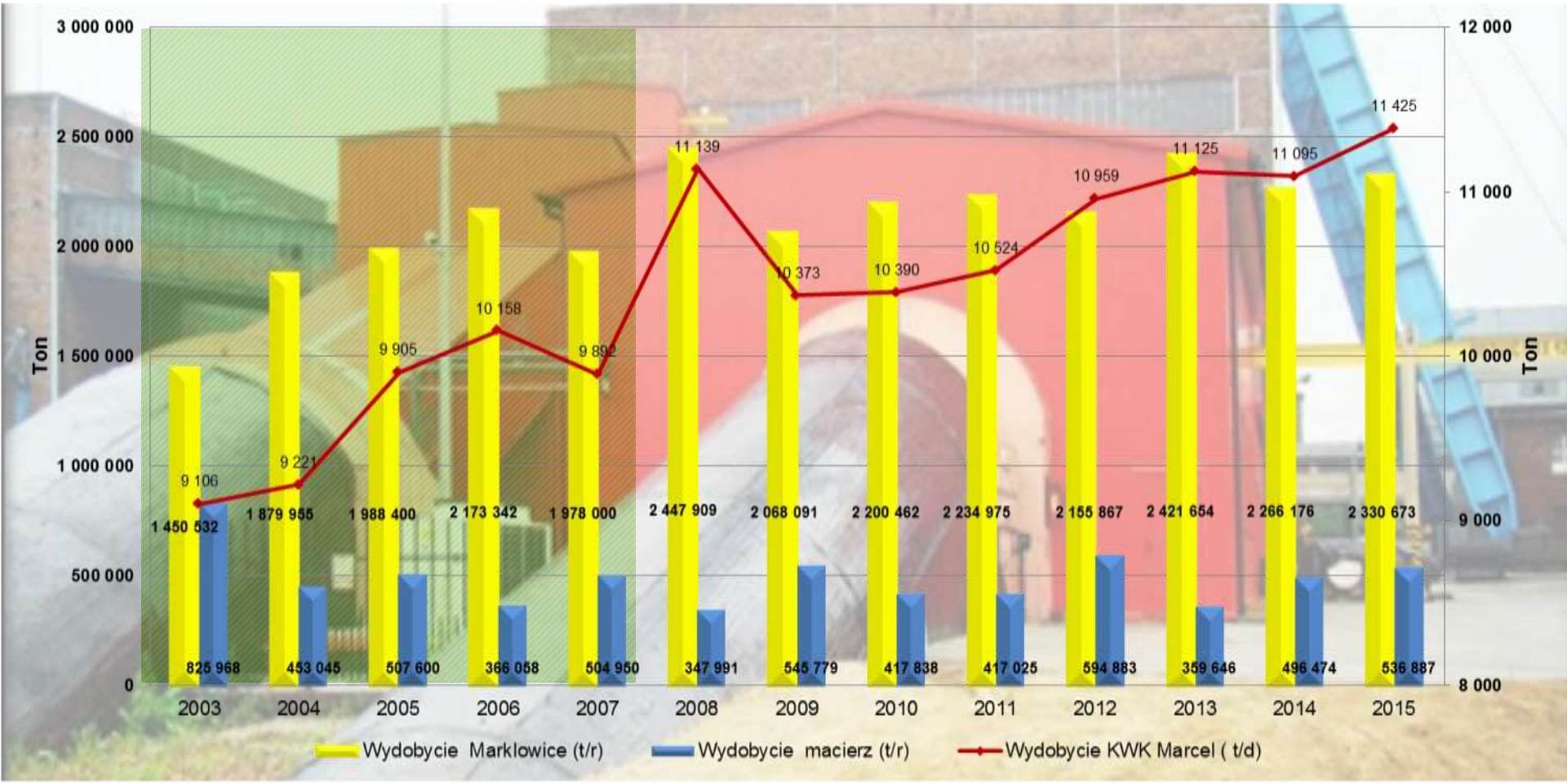
2015

Przenośniki taśmowe WAMAG PTD 1400 (22,3 mln zł)

PT 4	dł. trasy	38 m.b.
PT 5	dł. trasy	1200 m.b.
PT 6	dł. trasy	280 m.b.

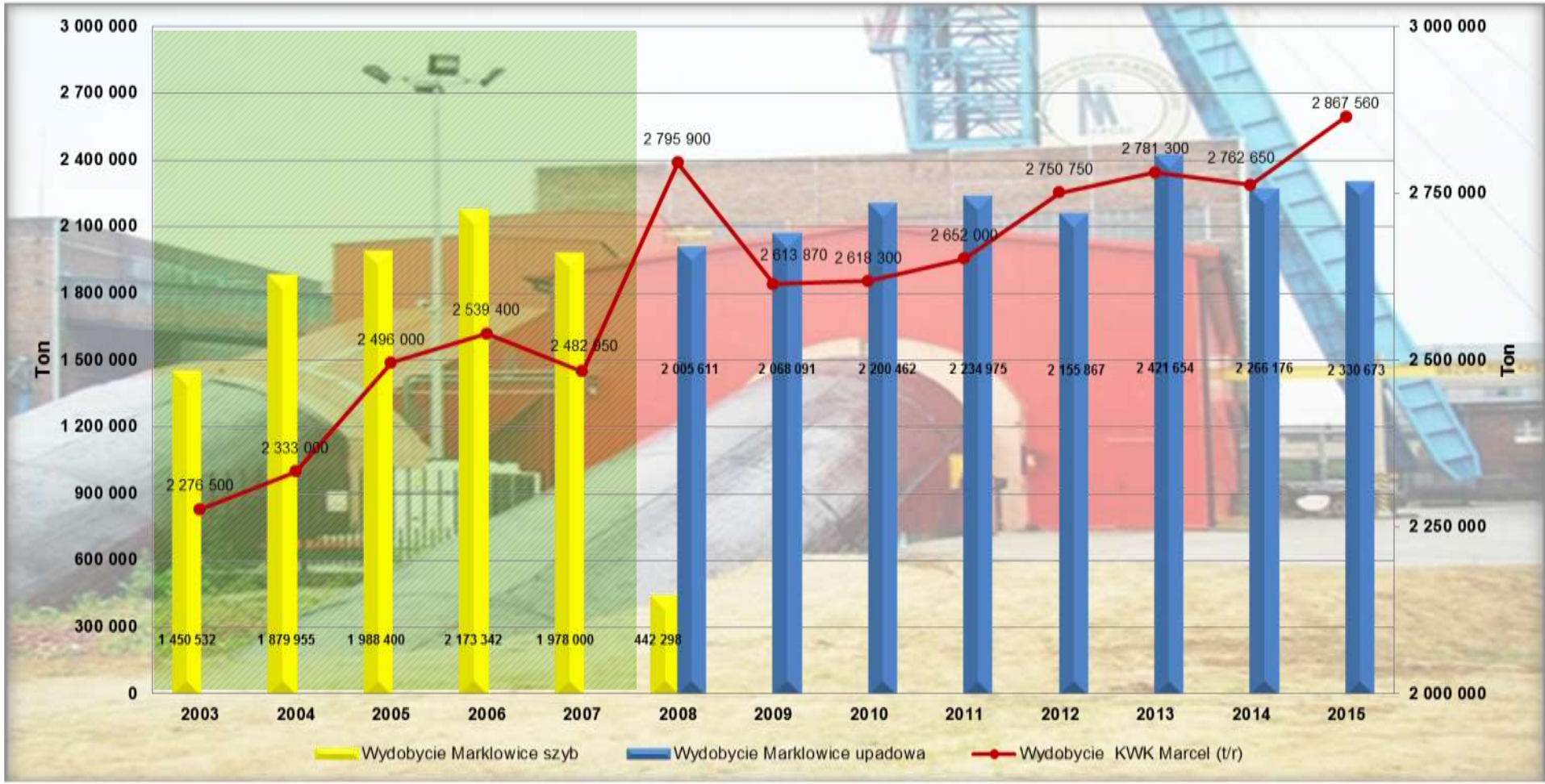
Wydobycie KWK „Marcel” (ton/doba)

wydobycie Marklowice (t/r) / wydobycie macierz (t/r)



Wydobycie KWK „ Marcel” (ton/rok)

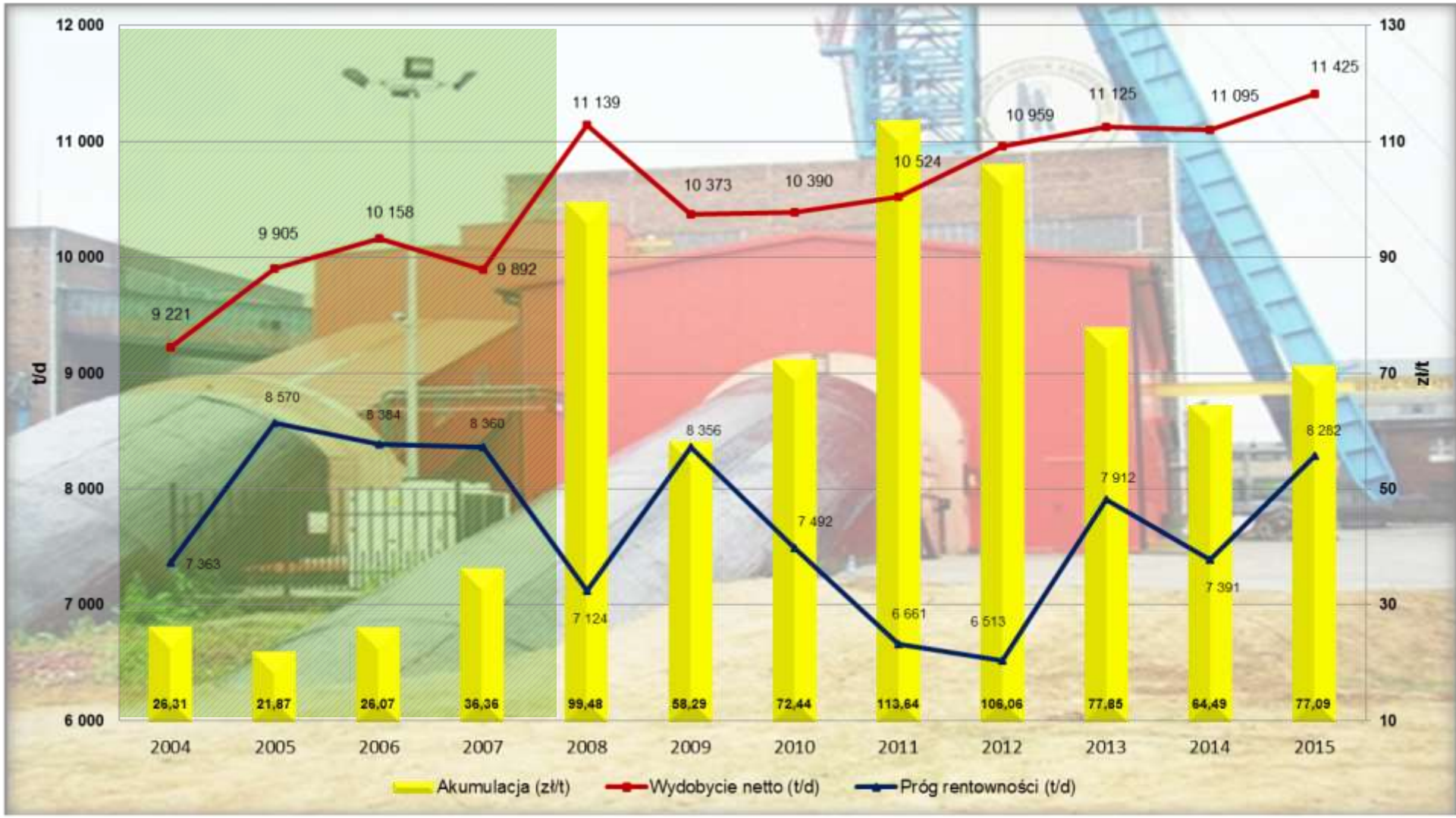
wydobycie Marklowice szyb / wydobycie Marklowice upadowa



Wydobycie netto (ton/dobę)

próg rentowności (t/d)

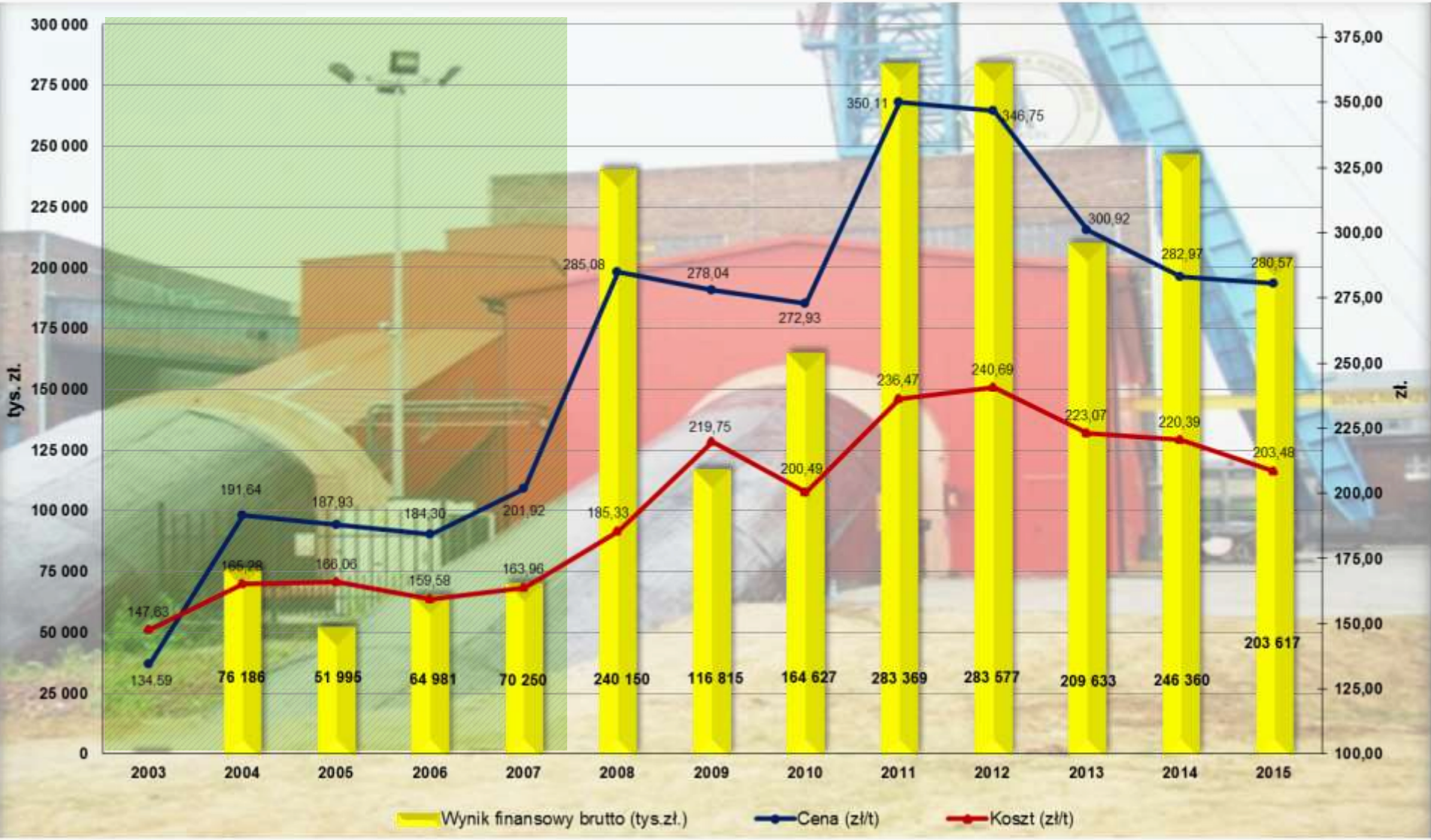
akumulacja (zł/t)



Wynik finansowy brutto (tys. zł.)

cena (zł/t)

koszt (zł/t)



Zatrudnienie ogółem / Wydajność na jednego pracownika (ton/pracownika)



Wpływ upadowej odstawczo-transportowej na uzyskiwane efekty ekonomiczne oraz wyniki produkcyjne

Uruchomienie upadowej odstawczo transportowej pozwoliło na:

- zwiększenie wydobycia dobowego przekraczającego 10 000 t do 11 500 t/d,
- uzyskanie trwałej rentowności, tj. wynik finansowy brutto od 2007 roku stale przekracza 100 mln zł.,
- uzyskiwanie dodatniej akumulacji (pomiędzy 58 a 113 zł/tonę),
- obniżenie progu rentowności funkcjonowanie kopalni o ponad 2000 ton w stosunku do uzyskiwanego wydobycia dobowego,
- zmniejszenie zatrudnienia z równoczesnym podniesieniem wydajności wydobycia węgla na jednego pracownika do poziomu 946 t.

DZIĘKUJEMY ZA UWAGĘ

Koncepcja przedłużenia żywotności KWK Pokój poprzez eksploatację pokładów zalegających w filarze szybów Północnych I i II

The concept of prolonging the lifespan of the "Pokój" Mine thanks to the exploitation of the deposits situated in the pillar of the Northern Shafts no I and II

Dariusz Rębielak, Mariusz Zelder, Zenon Kubista, Jacek Kozubski
Kompania Węglowa S.A., Oddział KWK „Pokój"

STRESZCZENIE: W roku 2025 zostanie zakończona eksploatacja pokładów rudzkich w partii zachodniej, co znacznie utrudni utrzymanie wydobycia na aktualnym poziomie, w związku z powyższym podejmowane są kroki zmierzające do wybrania złoża uwięzionego w filarze ochronnym II kategorii, ustanowionego dla Szybów Północnych I i II KWK „Halemba-Wirek". W ostatnim okresie powstała także koncepcja zmiany systemu przewietrzania w kopalni „Halemba-Wirek" obejmująca likwidację szybów „Północnych I i II", co spowoduje uwolnienie zasobów węgla kamiennego uwięzionych w filarze ochronnym tych szybów.
Złoże to pozostaje w granicy dokumentowania KWK „Pokój", a zasoby sięgające 13 mln ton znajdują się w pokładach 418, 502, 504, 507 i 510. W latach ubiegłych prowadzona była eksploatacja górnicza w tym rejonie, jednak z uwagi na stan techniczny szybów oraz infrastruktury znajdującej się wokół nich uniemożliwia jej kontynuację. Warunkiem technicznym zamierzeń eksploatacyjnych kopalni w tym rejonie jest likwidacja Szybów Północnych I i II.

ABSTRACT: In 2025, the exploitation of the Western part of deposits in the city of Ruda Śląska will be finished which is going to cause significant obstacles for maintaining the current level of coal extraction, therefore, the action has been taken in order to extract the deposit blocked in the protective pillar of the II category that has been established for the Northern Shafts no. I and II of the "Halemba-Wirek" Mine. These coal fields are located within the exploitation borders of the "Pokój" Mine and the resources there, situated in the deposits 418, 502, 504 and 510, reach 13 million tons. In the past few years, a mining exploitation was conducted in this area, yet, due to the technical condition of the shafts and the infrastructure located in the neighborhood, any further works were impossible. In order to pursue the extraction in this location, the Northern Shafts would have to be shut down.

SŁOWA KLUCZOWE: Filar ochronny, Szyby Północne, eksploatacja pokładów

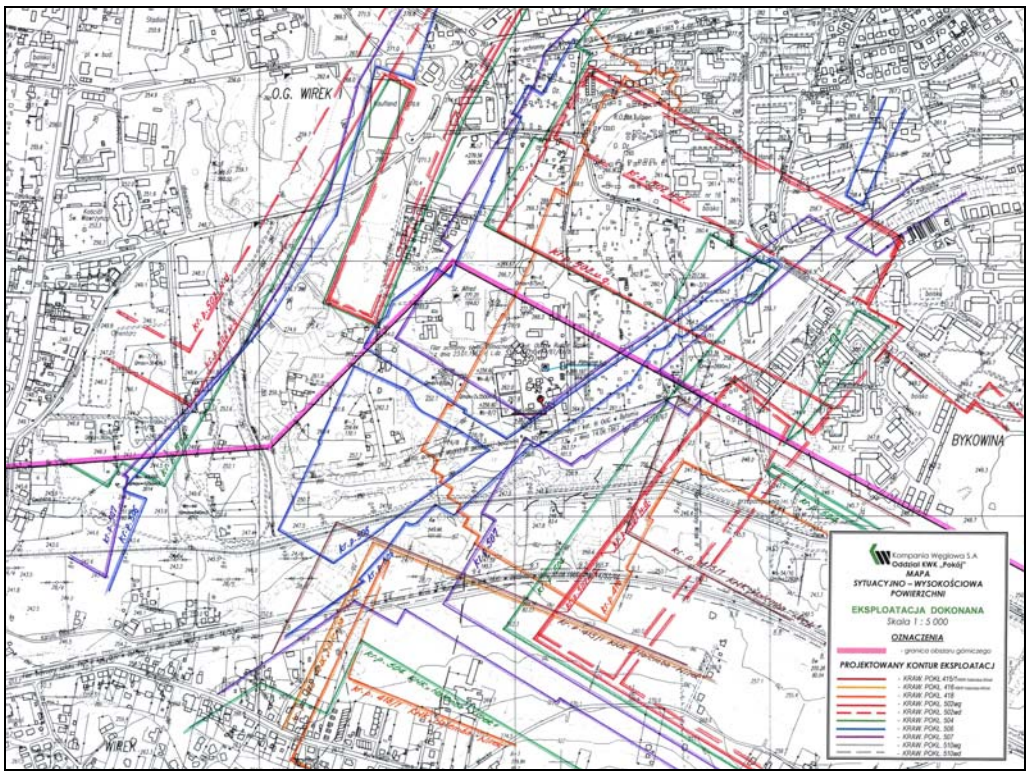
KEYWORDS: Protective pillar, Northern Shafts, exploitation of deposits

1. WSTĘP

Początki działalności górniczej obecnie działającej kopalni „Pokój” sięgają roku 1752. w trakcie tej działalności wystąpiły zmiany własnościowe i strukturalne zakładów górniczych wchodzących w skład dzisiejszej KWK „Pokój”. Wieloletnia eksploatacja górnicza doprowadziła do znacznego szczerpania zasobów. Fakt ten spowodował konieczność koncentracji wydobycia kopaliny w części południowej obszaru górniczego w rejonie przygranicznym z KWK „Halemba”.
Malejące ilości zasobów operatywnych spowodowały konieczność przejęcia złoża od kopalni „Halemba-Wirek” w pokładach rudzkich (413/2, 414/1, 414/2 i 416) oraz siodłowych (502 i 504). Powyższe umożliwiło stworzenie niezależnych rejonów eksploatacyjnych i kontynuację wydobycia z zachowaniem zasady dywersyfikacji wpływów.
W roku 2025 zostanie zakończona eksploatacja pokładów rudzkich w partii zachodniej, co znacznie utrudni utrzymanie wydobycia na aktualnym poziomie, w związku z powyższym podejmowane są kroki zmierzające do wybrania złoża uwięzionego w filarze ochronnym II kategorii, ustanowionego dla Szybów Północnych I i II KWK „Halemba-Wirek”.
W ostatnim okresie powstała także koncepcja zmiany systemu przewietrzania w kopalni „Halemba-Wirek” obejmująca likwidację szybów „Północnych I i II”, co spowoduje uwolnienie zasobów węgla kamiennego uwięzionych w filarze ochronnym tych szybów.
Złoże to pozostaje w granicy dokumentowania KWK „Pokój”, a zasoby sięgające 13 mln ton znajdują się w pokładach 418, 502, 504, 507 i 510. W latach ubiegłych prowadzona była eksploatacja górnicza w tym rejonie, jednak z uwagi na stan techniczny szybów oraz infrastruktury znajdującej się wokół nich uniemożliwia jej kontynuację. Warunkiem technicznym zamierzeń eksploatacyjnych kopalni w tym rejonie jest likwidacja Szybów Północnych I i II.

2. CHARAKTERYSTYKA SZYBÓW PÓŁNOCNYCH I i II

Szyb „Północny I” zlokalizowany jest w Rudzie Śląskiej w pobliżu północnej granicy obszaru górniczego KWK „Halemba-Wirek”, w granicach eksploatacyjnych KWK „Pokój”, jest szybem wentylacyjno-podsadzkowym (wdechowym). Jego średnica w świetle obudowy wynosi 6,0m, a głębokość 506,0m. Szyb ten o kształcie okrągłym został zgłębiony w latach 1960–1963, posiada 7 wlotów. Jest wyposażony w jeden przedział z dwiema klatkami oraz w przedział drabinowy. Obudowa na odcinku od zrębu do 44,0m jest murowa z cegły, a poniżej do rząpia jest murowa z betonitów szybowych. W latach wcześniejszych w wyniku prowadzenia eksploatacji górniczej w rejonie tego szybu jak i pod nim, występowały deformacje i uszkodzenia obudowy.
Szyb „Północny II” zlokalizowany jest w odległości około 60m od szybu „Północnego I” także w granicach eksploatacyjnych KWK „Pokój”, jest szybem wentylacyjnym (wydechowym). Jego średnica w świetle obudowy wynosi 8,5 m, z wyjątkiem odcinka zabezpieczonego obudową tubingową, gdzie średnica zmniejsza się do 8,0m. Całkowita głębokość wynosi 663,0m. Szyb ten o kształcie okrągłym został zgłębiony w latach 1975–1977 i posiada 4 wloty. Szyb nie posiada naczyń wyciągowych, przedziału drabinowego, ani dźwigarów głównych a wyłącznie dźwigary wsporcze, podtrzymujące rurociągi. Obudowa od zrębu do 17,0m jest murowa z cegły, a na pozostałym odcinku jest betonowa poza odcinkiem 36–92 metra, gdzie obudowę stanowią tubingi wsparte na stopie szybowej. Od 1977 roku, gdy prowadzona była pod szybem eksploatacja pokładów 506 i 507 występowały w szybie liczne uszkodzenia, które przez wszystkie lata aż do chwili obecnej były systematycznie usuwane.
Prowadzenie okresowych kontroli stanu technicznego tego obiektu znacząco utrudnia brak stałego urządzenia wyciągowego.



Rys. 1. Mapa powierzchni z krawędziami eksploatacji dokonanej w rejonie szybów „Północnych”
Figure 1. Map of the surface with the edges of the exploitation executed in the area of the Northern Shafts

3. LITOLOGIA I TEKTONIKA

Utwory czwartorzędu występują na całym dokumentowanym polu. Miąższość utworów czwartorzędowych wynosi ok. 88m na podstawie profilu szybu północnego II.
Występowanie osadów czwartorzędowych w rejonie złoża związane jest z akumulacją wodno-lodowcową okresu plejstocenu oraz współczesną działalnością potoków (holocen). Holocen na obszarze kopalni posiada podrzędne znaczenie, jego grubość nie przekracza 0,5 m.
Plejstocen wykształcony jest w formie żwirów, piasków różnoziarnistych, glin zwałowych z otoczakami i okruchami skał, glin piaszczystych i pylastych.

Karbon
Karbon na dokumentowanym złożu budują warstwy:
rudzkie – westfal A
siodłowe – namur B-C
brzeżne – namur A

Warstwy rudzkie

Pełny profil warstw rudzkich przedstawia Szyb Północny II. Warstwy te osiągają w nim miąższość ok 555 m i obejmują pokłady od 404/1 do 419. Ze względu na skład litologiczny warstwy rudzkie w rejonie dokumentowanego złoża wyraźnie dzielą się na trzy ogniwa:

a) górne
b) środkowe
c) dolne

a) Ogniwo górne obejmuje pokłady od 404/1 do 408.

Wykształcone jest głównie w facji ilastej, z cienkimi wkładkami ilasto-piaszczystymi i piaszczystymi. Łupki ilaste (iłowce) charakteryzują się różnym stopniem zapiaszczenia, na ogół są dobrze warstwowane o wyraźnej łupliwości. Pokłady węgla występujące w tych warstwach są zmienne i cienkie (od 0,2 m do 1,3 m), za wyjątkiem pokładu 405 o średniej grubości około 6,8 m.

b) Ogniwo środkowe obejmujące pokłady od 409 do 413/2.

Zbudowane jest głównie z łupków ilasto-piaszczystych oraz piaskowców drobno-i średnioziarnistych. Pokłady węgla występujące w tej serii charakteryzują się dużą zmiennością grubości, jakości, nierzadko rozszczepiają się na kilka ław (pokład 413/2, 416) przedzielonych łupkami ilastymi lub węglowymi. Najbardziej stałym i najgrubszym pokładem tych warstw jest pokład 409 o średniej grubości około 1,6 m.

c) Ogniwo dolne obejmuje pokłady 414/1-419.

Jest zbudowane głównie z piaskowców drobno-, średnio- i gruboziarnistych, z wkładkami łupków ilastych i piaszczystych. Pokłady występujące w tych warstwach cechują się również dużą zmiennością grubości i jakości, obserwuje się gwałtowne ścienienia, wyklinowania i rozszczepienia. Najgrubszym pokładem jest pokład 416, z licznymi przerostami iłowca o średniej grubości około 5 m (wg szybu północnego II).

Warstwy siodłowe

Na dokumentowanym obszarze występuje pełna seria warstw siodłowych o średniej miąższości ok 110m (wg BHS-IX). Warstwy siodłowe posiadają charakter piaskowcowo-zlepieńcowaty, z wkładkami mułowców z przewarstwieniami piaskowców występujących przeważnie w bezpośrednim sąsiedztwie pokładów węgla oraz łupków piaszczystych z przewarstwieniami piaskowców. Pokłady warstw siodłowych charakteryzują się stałym zaleganiem, wysoką, jakością węgla i dużą grubością. Do najgrubszych należą: pokład 502 (średnio 6,3m), pokład 504 (średnio 2,4 m), pokład 506 (średnio 2,2 m), pokład 507 (średnio 2,8 m), pokład 510 (średnio 6,6 m).

Warstwy porębskie

Warstwy porębskie wykształcone są w formie łupków ilastych, piaszczystych i piaskowców. Charakteryzują się znikomą ilością pokładów węgla. Pokłady są cienkie, częstokroć ulegają wyklinowaniu lub ścienieniu i nie przedstawiają wartości przemysłowej.
Przedmiotowy rejon objęty zasięgiem filara ochronnego ustanowionego dla Szybów „Północnych I i II" znajduje się w partii wschodniej pomiędzy uskokami: Uskokiem Głównym II o zrzucie h~40m i Uskokiem Głównym III o zrzucie h~30m.

Głównym elementem tektoniki w przedmiotowym rejonie jest uskok przekątny przebiegający w kierunku SW – NE. Uskok ten został dokładnie zbadany w partii wschodniej złoża robotami górniczymi w pokładach 409, 416 i 418 oraz w pokładach siodłowych 502-510. Wielkość zrzutu od 0.0m do 7.0m w kierunku południowo-wschodnim. Przebieg tego uskoku jest główną przyczyną utrudnień związanych z uzyskaniem regularnych kształtów parceli poszczególnych ścian.

4. PARAMETRY JAKOŚCIOWE ZŁOŻA

Zasoby węgla kamiennego znajdujące się w obrębie filara ochronnego ustanowionego dla ochrony szybów „Północnych I i II" charakteryzują się wysokimi parametrami jakościowymi. Występują tu dwa typy węgla 34.1 i 34.2, charakteryzujące się niskim zapopieleniem oraz niewielką zawartością siarki. Ich wartość opałowa wynosi od 31057 do 32612kJ/kg. Liczba RI określona dla wszystkich pokładów jest większa, od 55 co klasyfikuje te zasoby do węgli gazowo-koksowy.

Tabela 1. Parametry jakościowe węgla w pokładach filaru szybów północnych O/KWK Halemba - Wirek
Table 1. Quantitative parameters of the coal in the deposit of the pillar of the Northern Shafts of the "Halemba-Wirek" Mine

Lp.	Pokład	Wartość opałowa Q_i^r [kJ/kg]	Popiół st. pow. suchy A^r [%]	Siarka całkowita S_t^r [%]	Typ węgla	Gęstość	Liczba RI	Zasoby operatywne [tys. T]
1	418	31057	7,02	0,62	34,1	1,4	60	730
2	502 wg	32612	3,31	0,58	34,1;34,2	1,36	77	2195
3	502 wd	32192	4,77	0,57	34,1;34,2	1,35	69	2285
4	504	32380	4,15	0,74	34,1	1,35	67	1220
5	507	31711	5	0,55	34,1;34,2	1,33	70	350
6	510	32038	4,58	0,65	34,1;34,2	1,33	70	6365

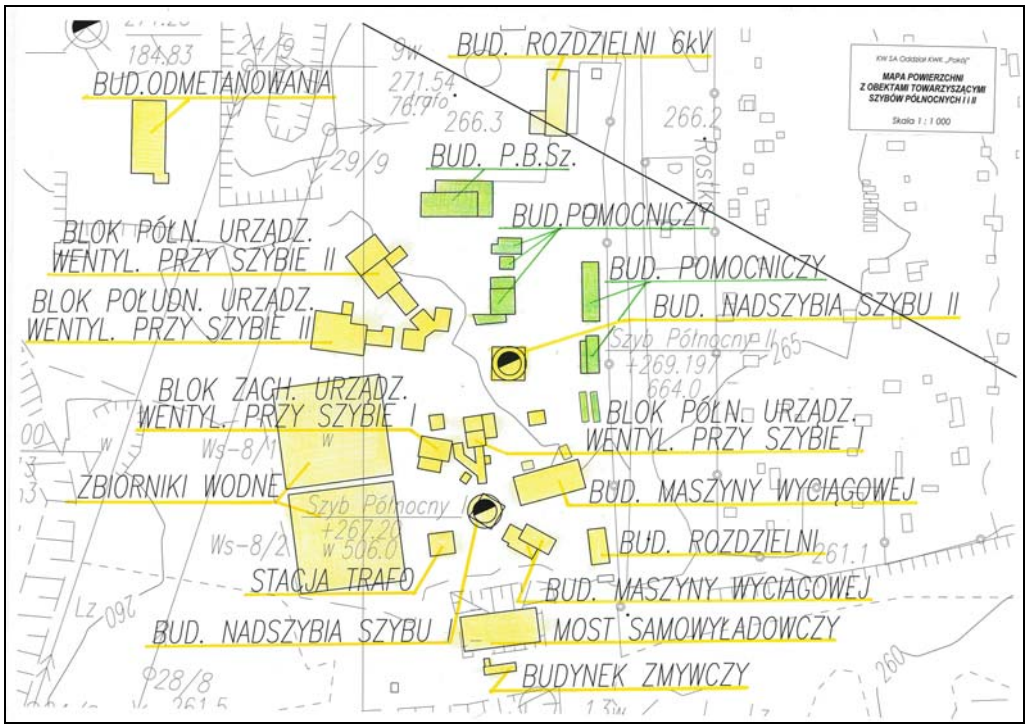
5. ZAGROŻENIA NATURALNE

W omawianym rejonie przewiduje się wystąpienie następujących zagrożeń naturalnych:
I, II i III kategorii zagrożenia metanowego,
Klasy B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego,
III stopnia zagrożenia tąpaniami,
I i II stopnia zagrożenia wodnego,
I, II i III grupy samozapalności.

6. ZABUDOWA POWIERZCHNI

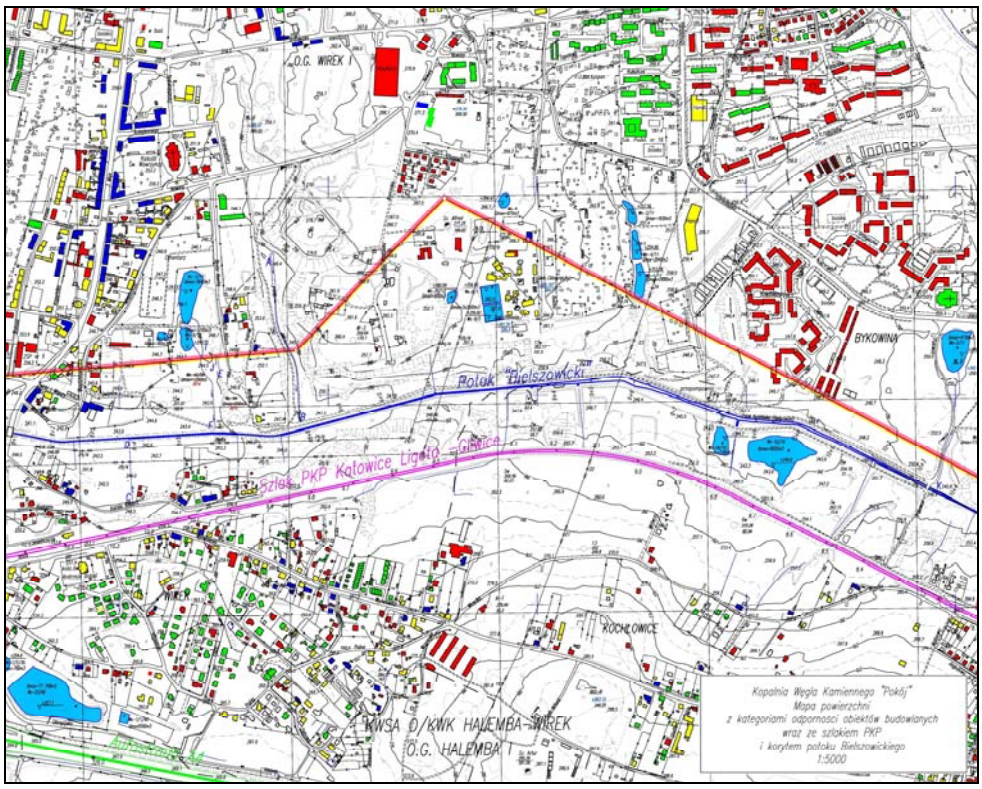
Centralną część przedmiotowego rejonu stanowią obiekty przemysłowe związane z funkcjonowaniem szybów „Północnych I i II".
Obiekty szybu „Północnego I" – budynek maszyny wyciągowej, budynek nadszybia, powierzchniowe obiekty urządzeń wentylacyjnych.
Obiekty szybu „Północnego II" – budynek maszyny wyciągowej, budynek nadszybia, powierzchniowe obiekty urządzeń wentylacyjnych.
Obiekty podsadzkowe – budynek zmywczy ze zbiornikiem na materiały podsadzkowe, most samowyładowczy, zbiorniki wodne.

Budynki rozproszone – budynek rozdzielni, stacja trafo, budynek PBSz, budynek rozdzielni 6kV, budynek odmetanowania, obiekty pomocnicze (Rys. 2).



Rys. 2. Mapa powierzchni z obiektami towarzyszącymi dla szybów „Północnych I i II”
Figure 2. Map of the surface with accompanying objects for the Northern Shafts no. I and II

Powyższe obiekty są chronione filarem II kategorii.
Ponadto w pewnym oddaleniu od centrum tego rejonu znajdują się:
-na południe – szlak PKP Katowice Ligota – Gliwice, potok Bielszowicki, luźna zabudowa jednorodzinna w rejonie ul. Wireckiej i Wyzwolenia.
- na wschód – nieużytki, ogródki działkowe, osiedle bloków mieszkaniowych kilkukondygnacyjnych z rejonu ulic ZMP i Kowalskiego, Gwareckiej i Zgrzebnioka.
-na północ – ogródki działkowe, bloki mieszkaniowe, Centrum Handlowe, nieużytki.
-na zachód – nieużytki, osiedle domków jednorodzinnych.
W przewadze obiekty budowlane w omawianym rejonie posiadają 3 i 4 kategorię odporności.
W/w zabudowa z uwagi na przeznaczenie jak i kategorię odporności kwalifikuje przedmiotowy rejon do atrakcyjnych w aspekcie ochrony powierzchni. (Rys. 3)



Rys. 3. Mapa powierzchni z kategoriami odporności obiektów budowlanych wraz ze szlakiem PKP i korytem potoku Bielszowickiego
Figure 3. Map of the surface with resistance categories of building objects, the Polish State Railways track and the bed of the Bielszowicki burn

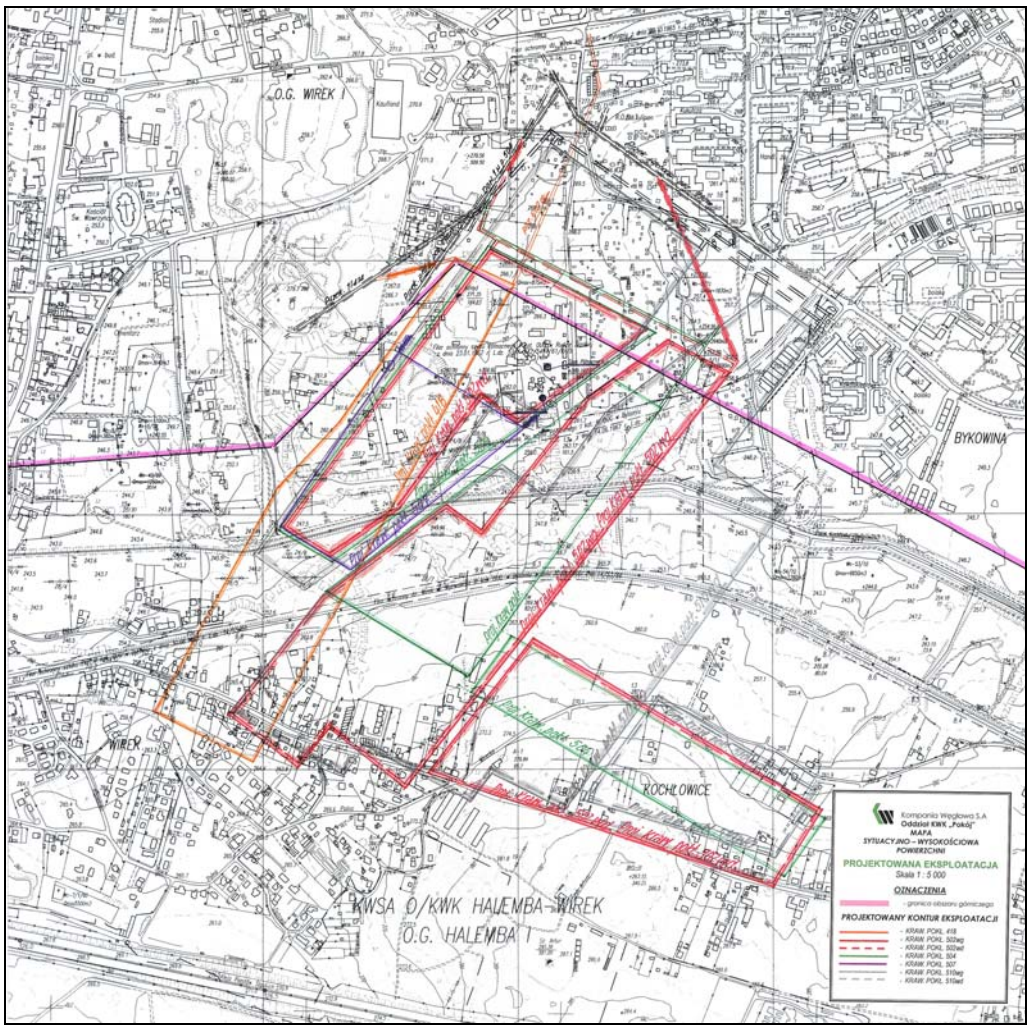
7. PROJEKT EKSPLOATACJI

7.1. MODEL UDOSTĘPNIENIA ZASOBÓW

Najprostsze i najlepsze pod względem ekonomicznym będzie udostępnienie tej partii złoża z poziomu 790m z przekopu wschodniego. Wykonanie z tego miejsca nowego przekopu o długości ok. 400m spowoduje udostępnienie zasobów w pokładach 502wg, 502wd, 504, 507, 510wg, 510wd. Dodatkowo w celu uzyskania drugiego udostępnienia należy wykonać 50m przekopu dla pokładów 502wg i 502wd, 100m przekopu dla pokładu 507 i 150m przekopu dla udostępnienia pokładów 510wg i 510wd. Łączna ilość wyrobisk udostępniających kamiennych dla wybrania ok. **12,4** mln ton węgla wynosi ok. **700**m. Dodatkowo istnieje możliwość wybrania kolejnych **0,7** mln ton węgla zalegającego w pokładzie 418, którego udostępnienie jest możliwe poprzez wykonanie **170**m przekopu z poziomu 790m oraz **100**m przekopu z poziomu 600m.
Ponadto w celu realizacji przedstawionych zamierzeń eksploatacyjnych należy wykonać następujący zakres wyrobisk udostępniających – węglowych:

- dla pokładów 502wg i 502wd – **710**m wyrobisk udostępniających węglowych,
- dla pokładu 504 – **650**m wyrobisk udostępniających węglowych,
- dla pokładu 507 – **290**m wyrobisk udostępniających węglowych,
- dla pokładów 510wg i 510wd – **2450**m wyrobisk udostępniających węglowych,
- dla pokładu 418 – **580**m wyrobisk udostępniających węglowych.

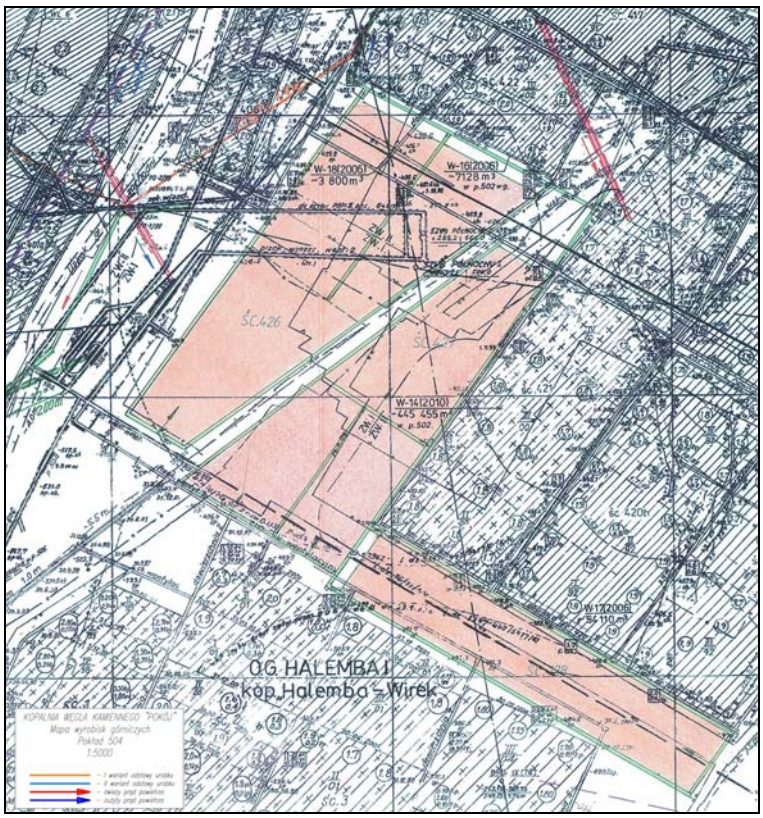
Podsumowując całkowita ilość wyrobisk udostępniających niezbędna do wybrania **13,0** mln ton węgla z rejonu filara szybów „Północnych" wynosi ok.: **970**m wyrobisk przekopowych oraz **4680**m wyrobisk chodnikowych węglowych.



Rys. 4. Mapa powierzchni z krawędziami eksploatacji projektowanej w rejonie szybów „Północnych"
Figure 4. Map of the surface with the edges of the exploitation planned in the area of the Northern Shafts

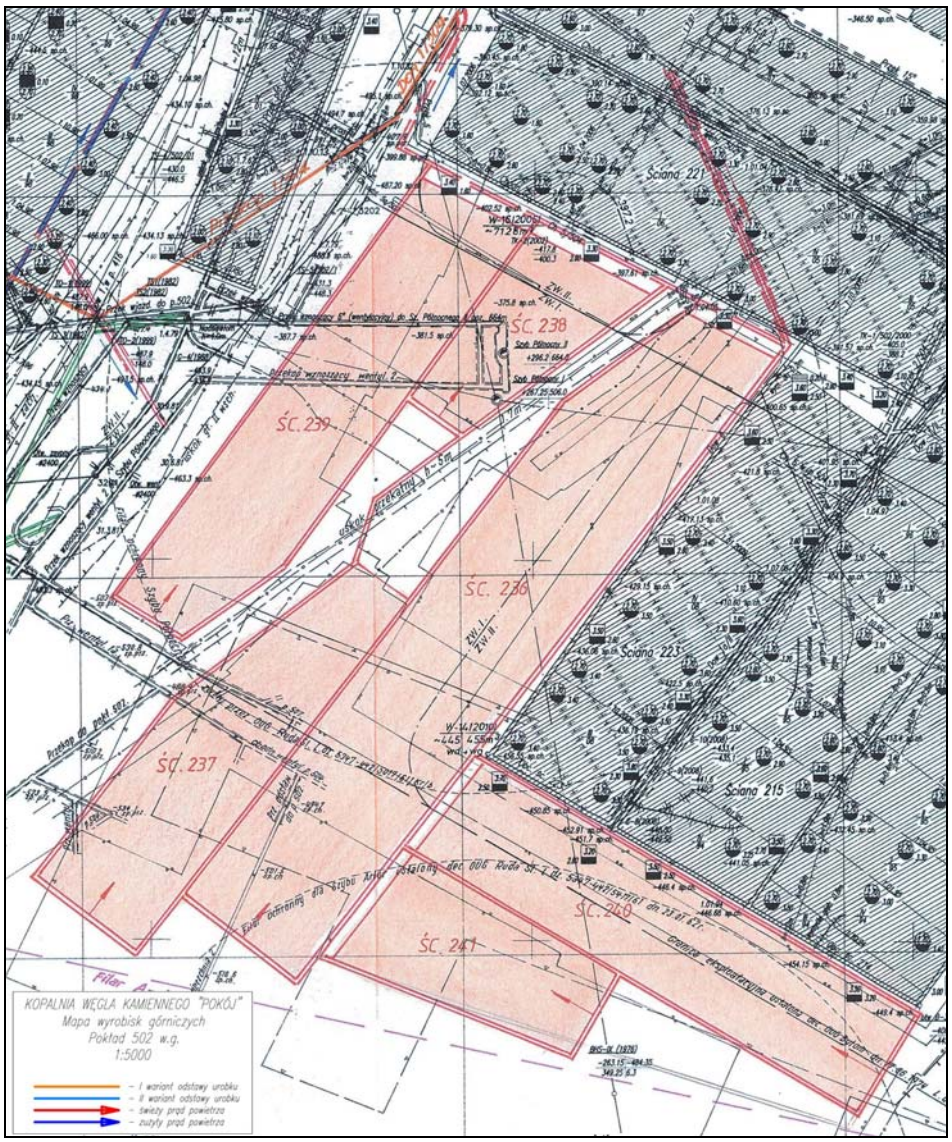
7.2. KOLEJNOŚĆ WYBIERANIA POSZCZEGÓLNYCH POKŁADÓW ORAZ PARAMETRY GEOLOGICZNE I GÓRNICZE ŚCIAN

Z uwagi na doświadczenia kopalni pokładem odprężającym dla tego rejonu będzie pokład 504. Eksploatacja tego pokładu planowana jest w pierwszej kolejności i prowadzona będzie systemem z zawałem stropu na wysokość 2,1m oraz na głębokości 700m. Wybieranie tego pokładu obejmuje ściany: 426, 427 i 428, a łączna ilość udostępnionych przez te ściany zasobów operatywnych wyniesie **1,22**mln. ton. Całkowita długość wyrobisk przygotowawczych wraz z obcinkami ścian dla tego pokładu wyniesie ok. **5,9**km (Rys. 5).



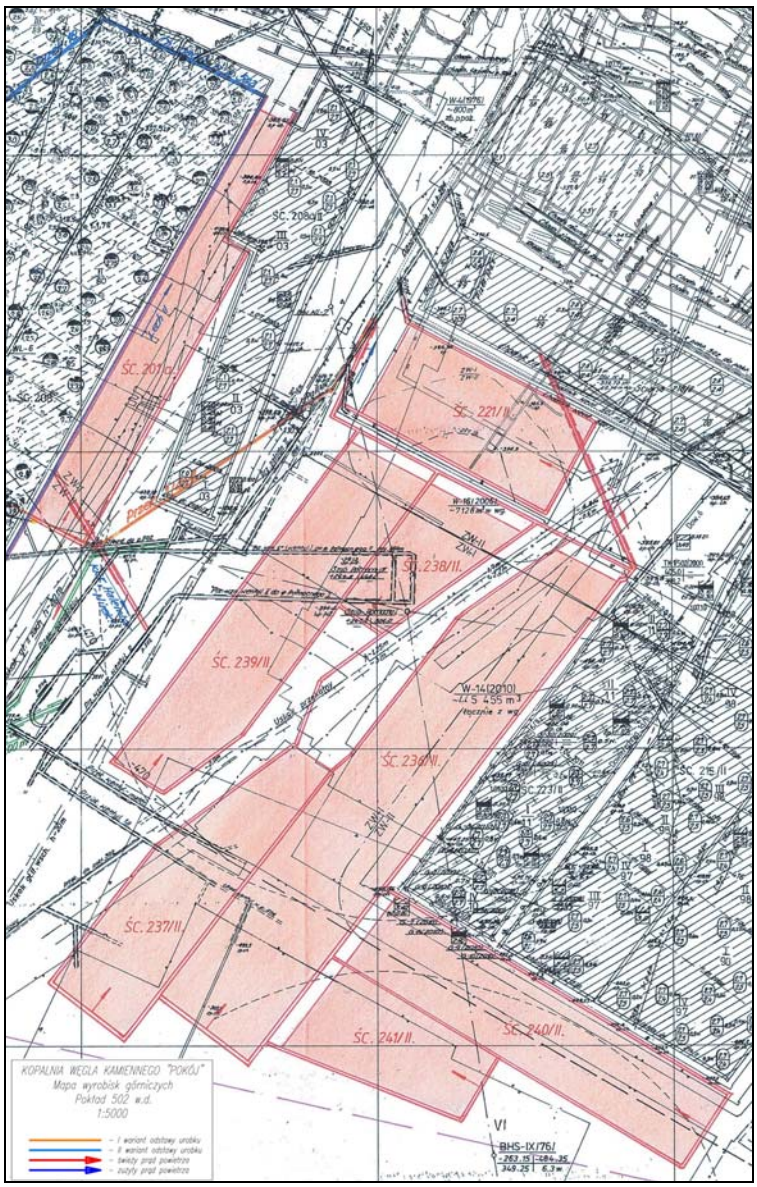
Rys. 5. Mapa pokładu 504
Figure 5. Map of deposit 504

Następna w kolejności jest planowana eksploatacja pokładu 502wg, systemem z zawałem stropu na wysokość 2,7m i na głębokości średniej 680m. Zamierzenia eksploatacyjne dotyczące tego pokładu związane są z wybieraniem ścian 236, 237, 238, 239, 240 i 241, a łączna ilość udostępnionych przez te ściany zasobów operatywnych wyniesie ok. **2,20**mln. ton. Całkowita długość wyrobisk przygotowawczych wraz z obcinkami ścian dla tego pokładu wyniesie ok. **7,3**km (Rys. 6).



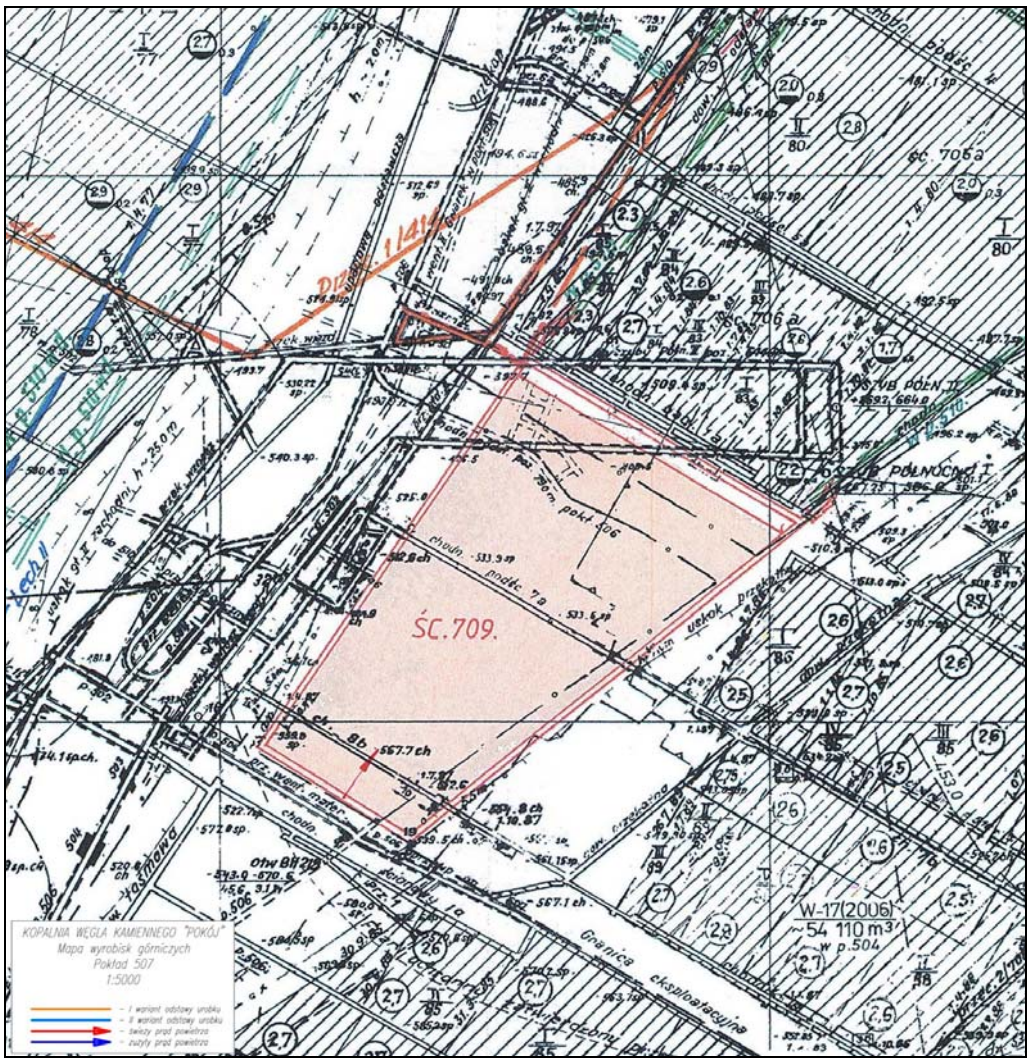
Rys. 6. Mapa pokładu 502 w.g.
Figure 6. Map of deposit 502 upper stratum

Po zakończeniu eksploatacji warstwy górnej pokładu 502 planowane jest wybieranie pokładu 502wd, systemem z zawałem stropu na wysokość 2,7m i na głębokości 680m. Zamierzenia eksploatacyjne dotyczące tego pokładu związane są z wybieraniem ścian 221/II, 236/II, 237/II, 238/II, 239/II, 240/II i 241/II, a łączna ilość udostępnionych przez te ściany zasobów operatywnych wyniesie ok. **2,29**mln. ton. Całkowita długość wyrobisk przygotowawczych wraz z obcinkami ścian dla tego pokładu wyniesie ok. **8,2**km (Rys. 7).



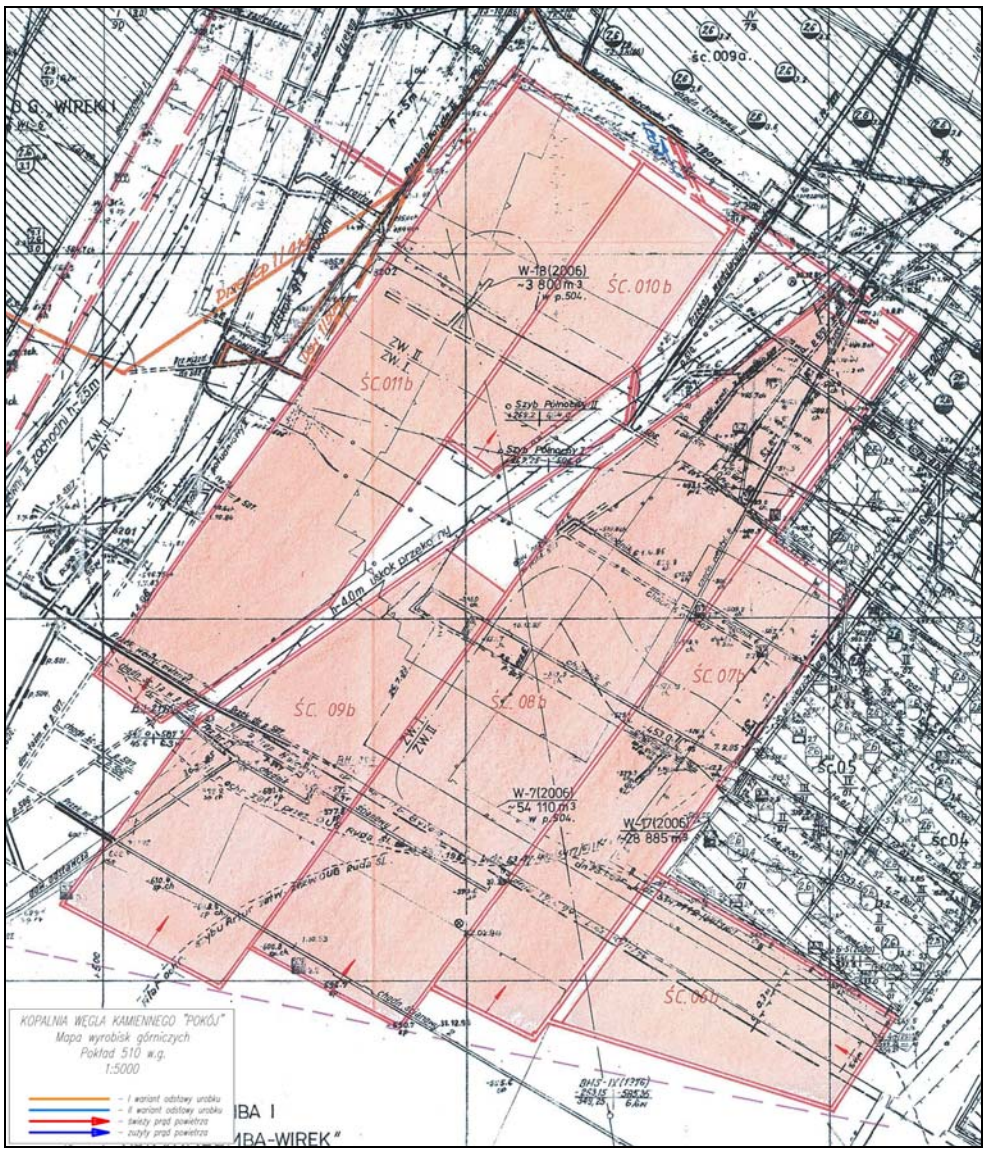
Rys. 7. Mapa pokładu 502 w.d.
Figure 7. Map of deposit 502 bottom stratum

W trakcie wykonywania robót przygotowawczych dla eksploatacji w pokładzie 510 planuje się udostępnienie i wybranie ściany 709 w pokładzie 507, systemem z zawałem stropu na wysokość 2,7m i na głębokości średniej 790m. Zasoby operatywne możliwe do wybrania ze ściany 709 wynoszą **0,35**mln. ton. Całkowita długość wyrobisk przygotowawczych wraz z obcinkami ścian dla tego pokładu wyniesie ok. **1,0**km (Rys. 8).



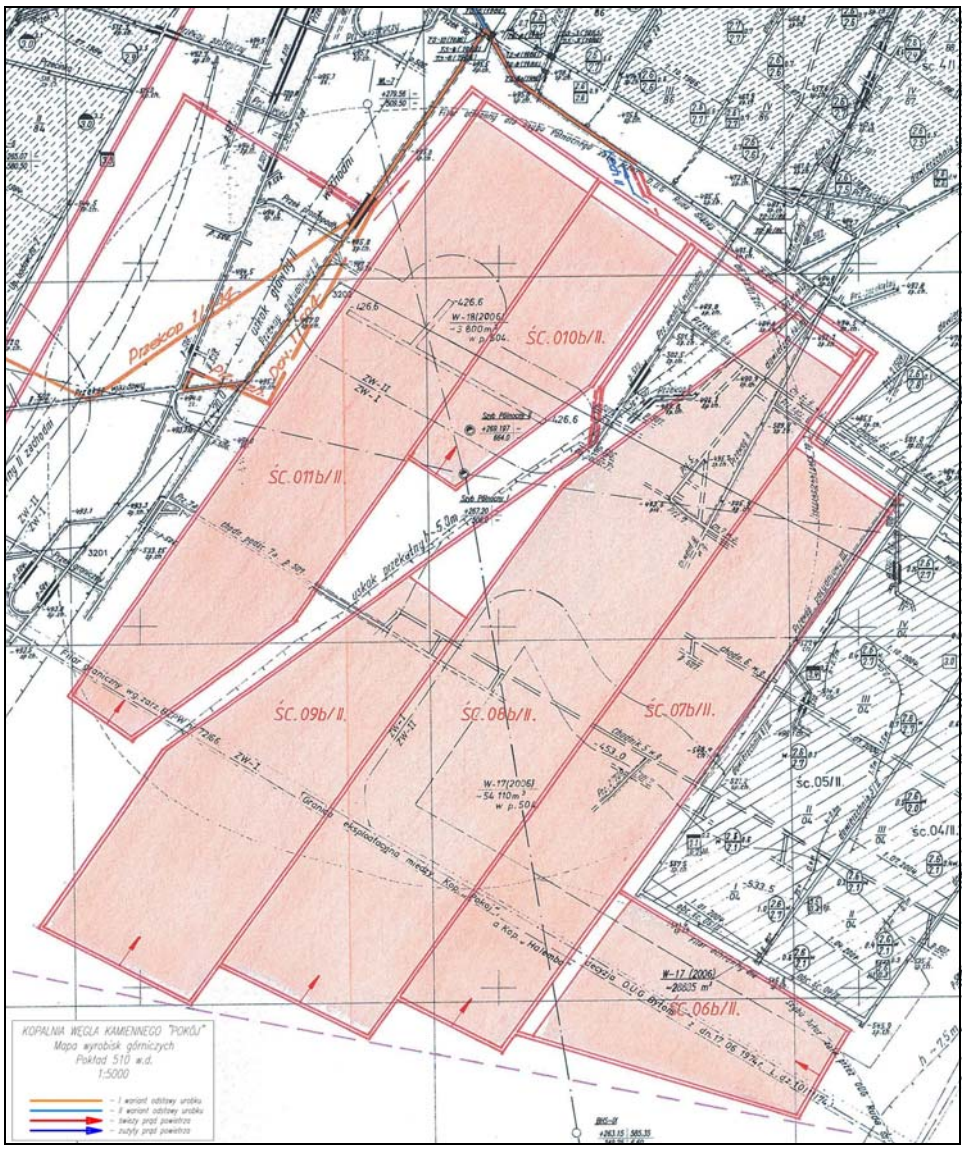
Rys. 8. Mapa pokładu 507
Figure 8. Map of deposit 507

Eksploatacja pokładu 510wg jest planowana systemem z zawałem stropu na wysokość 2,7m i na głębokości średniej ok. 810m. Zamierzenia eksploatacyjne dotyczące tego pokładu związane są z wybieraniem ścian 06b, 07b, 08b, 09b, 010b, 011b, a łączna ilość udostępnionych przez te ściany zasobów operatywnych wyniesie ok. **3,21**mln. ton. Całkowita długość wyrobisk przygotowawczych wraz z obcinkami ścian dla tego pokładu wyniesie ok. **8,2**km (Rys. 9).



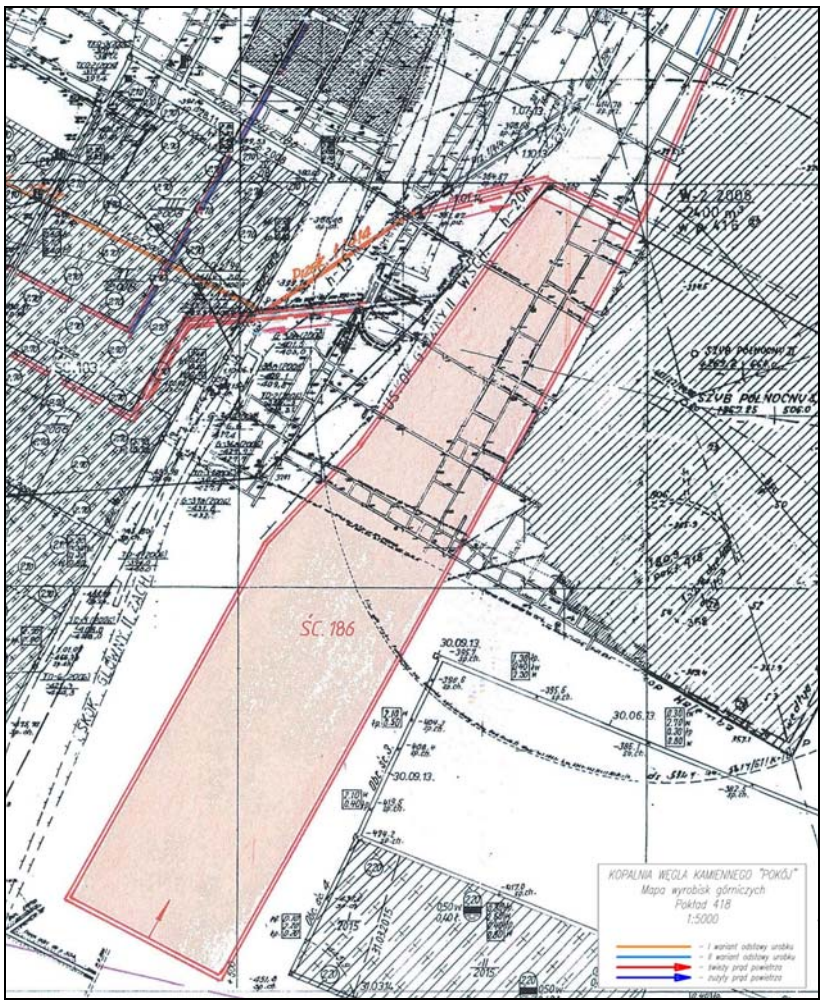
Rys. 9. Mapa pokładu 510 w.g.
Figure 9. Map of deposit 510 upper stratum

Kończąca dla tego rejonu będzie eksploatacja pokładu 510wd systemem z zawałem stropu na wysokość 2,7m i na głębokości średniej ok. 810m. Zamierzenia eksploatacyjne dotyczące tego pokładu związane są z wybieraniem ścian 06b/II, 07b/II, 08b/II, 09b/II, 010b/II, 011b/II, a łączna ilość udostępnionych przez te ściany zasobów operatywnych wyniesie ok. **3,16**mln. ton. Całkowita długość wyrobisk przygotowawczych wraz z obcinkami ścian dla tego pokładu wyniesie ok. **8,3**km (Rys. 10).



Rys. 10. Mapa pokładu 510 w.d.
Figure 10. Map of deposit 510 bottom stratum

Planowana eksploatacja ściany 186 w pokładzie 418 może być prowadzona równolegle z inną eksploatacją prowadzoną w tym rejonie przy zachowaniu zasad koordynacji. Wybieranie tej ściany planowane jest systemem z zawałem stropu na wysokość 2,7m i na głębokości średniej ok. 650m. Łączna ilość udostępnionych przez te ściany zasobów operatywnych wyniesie ok. **0,73**mln. ton. Całkowita długość wyrobisk przygotowawczych wraz z obcinkami ścian dla tego pokładu wyniesie ok. **2,3**km (Rys. 11).



Rys. 11. Mapa pokładu 418
Figure 11. Map of deposit 418

7.3. MODEL WENTYLACJI

Aktualnie wentylacja KWK „Halemba – Wirek" w przedmiotowym rejonie oparta jest na szybie „Północnym II" – wydechowym oraz szybie „Północnym I" – wdechowym, a także zasilana powietrzem doprowadzanym z szybów „Grunwald". Planowana likwidacja szybów „Północnych I i II" w 2029 roku będzie możliwa pod następującymi warunkami:

1. Całkowitej likwidacji wyrobisk wentylowanych przez szyby „Północne I i II", lub
2. Pogłębieniu szybu „Grunwald II" – KWK „Halemba –Wirek" do głębokości 830m, lub
3. Zmianie funkcji szybu wdechowego na wydechowy w przypadku szybów „Grunwald III" lub „Grunwald IV".

W przypadkach, gdy eksploatację w rejonie filara ochronnego ustanowionego dla szybów „Północnych I i II" prowadziła kopalnia „Pokój", wtedy wentylacja tych wyrobisk oparta była na drogach wentylacyjnych tej kopalni.
W przypadku ponownego rozpoczęcia eksploatacji w rejonie filara ochronnego szybów „Północnych" wentylacja prowadzona będzie w oparciu o drogi wentylacyjne kopalni „Pokój". Świeże powietrze dostarczone zostanie szybem „Wanda" z poziomu 790m, a zużyte odprowadzone zostanie na szyb „Lech II" na poziomie 664m lub 600m. Istnieje możliwość odprowadzenia zużytego powietrza na szyby wydechowe kopalń sąsiednich, czyli KWK „Bielszowice" i KWK „Halemba-Wirek".

8. EKONOMICZNE UZASADNIENIE PLANOWANEJ EKSPLOATACJI

Charakterystyka realizacji przedsięwzięcia.

Ściany w filarze Szybów Północnych KWK Halemba będą eksploatowane po 2025 roku

Kierowanie stropem - zawał

Roboty udostępniające i przygotowawcze

Wyrobiska udostępniające	
Przekopy -	970
chodniki węglowe -	4 680 m
Wyrobiska przygotowawcze	
Chodniki przyścianowe i obcinki ścian -	41 200 m
Razem	**42 170** m

Planowane do uzyskania wydobycie **13 000 000** ton

Kopalnia zamierza wyposażyć przedmiotowe ściany w następujące urządzenia :

- obudowę zmechanizowaną - własna
- kombajn ścianowy - dzierżawa
- przenośnik śianowy zgrzebłowy - własny
- przenośnik podścianowy zgrzebłowy

Spodziewane parametry węgla

typ węgla 34.1, 34.2

Średnia cena zbytu w okresie obliczeniowym **260,00** zł/t

Analizę przeprowadzono w warunkach cen i kosztów 2015 roku

Nakłady na roboty udostępniające i przygotowawcze, zbrojenia, likwidacje, inwestycje

Wyszczególnienie	J.m	Stawka	Wartość	
			Nakład [tys. zł]	m/szt
Nakłady na roboty udostępniające, przygotowawcze, zbrojenia, likwidacje i inwestycje	x	x	457 195,0	41 200
Wyrobiska udostępniające			48 195,0	
Przekopy	zł/m	13 500,00	13 095,0	970
Chodniki		7 500,00	35 100,0	4 680
Roboty przygotowawcze łącznie z obcinkami	zł/m	7 500,00	309 000,0	41 200
Zbrojenia, likwidacje	tys.zł		40 000,0	x
Inwestycje	tys.zł		60 000,0	x

Koszt produkcji węgla

L.p	Wyszczególnienie	Koszt jednostkowy zł/t	Wartość
1	Koszty eksploatacji	220,00	2 860 000,0
2	**RAZEM**	**220,00**	**2 860 000,0**
3	**Planowane wydobycie**	**ton**	**13 000 000**

Wyliczenie nadwyżki finansowej **260,00**

L.p	Wyszczególnienie	J.m. [lata]	Wartość
1.	Ilość produkcji	ton	13 000 000
2.	Średnia cena zbytu	zł/t	260,00
3.	Wartość produkcji	tys.zł	3 380 000,0
4	Koszt produkcji	tys.zł	3 317 195,0
	Koszty produkcji związane z wydobyciem	tys.zł	2 860 000,0
	Koszty robót przygotowawczych, zbrojeń, likwidacji, inwestycji	tys.zł	457 195,0
5	Wynik finansowy (W_f) brutto	tys.zł	62 805,0

Nadwyżka finansowa

L.p	Wyszczególnienie	J.m. [lata]	Wartość
1.	Wynik finansowy (W_f)	tys.zł	**62 805,0**
2.	Podatek dochodowy	tys.zł	11 933,0
4	Nadwyżka finansowa (N_f) netto	tys.zł	**50 872,0**

w tys. zł

Lp.	Wyszczególnienie	Okres obliczeniowy												
		Lata												
		0	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2028	2035	2036
I.	**Nadwyżka finansowa**	**62 805,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**
I.1.	Spadek kosztów bieżących (oszczędności) - *(roz. A-roz. B: z uwzględn. wzrostu amortyzacji)*													
I.2.	Uzyskany kredyt (transze)													
II.	**Wydatki - razem** (1 + 2)	**11 933,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**
1.	Nakłady inwestycyjne	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
a	Nakłady inwestycyjne (na środki trwałe)													
II.2.	Spłata kredytu (raty)													
II.3.	Odsetki od kredytu (stopa procentowa 12 % p.a.)													
II.4.	Zysk przed opodatkowaniem *(I.1. - II.3.)*													
2.	Podatek dochodowy (od poz. I)	11 933,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
III.	**Różnica I - II**	**50 872,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**
IV.	**Przyrost amortyzacji**	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
V.	**Przepływy pieniężne NCF** (III + IV)	**50 872,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**
	Współcz. dyskontowy a_n przy r=WIBOR 1R + 2%	*1,0000*	*0,9635*	*0,9283*	*0,8944*	*0,8617*	*0,8302*	*0,7999*	*0,7707*	*0,7426*	*0,7155*	*0,6894*	*0,6642*	*0,6399*
VI.	**Wartości zaktualizowane przepływów** (poz. V * a_n)	**50 872,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**	**0,0**
VII.	**WARTOŚĆ ZAKTUALIZOWANA NETTO NPV (przy w/w stopie r)**	**50 872,0**												

Stopa dyskontowa zgodna z WIBOR 1 R na dzień 11.01.2016 1,79 % + 2% 3,79

Współczynnik dyskonta dla poszczególnych lat

	1	0,9635	0,9283	0,8944	0,8617	0,8302	0,7999	0,7707	0,7426	0,7155	0,6894	0,6642	0,6399

Wyliczenie wewnętrznej stopy zwrotu:		***14,83 %***												
A.	*Współcz. dyskontowy a_n przy stopie $r_1 > r$*	*26,4800*	*1,0000*	*0,8709*	*0,7584*	*0,6605*	*0,5752*	*0,5009*	*0,4362*	*0,3799*	*0,3308*	*0,2881*	*0,2509*	*0,2185*
B.	*Wartości zaktualizowane przepływów (poz. V*a_n *z poz. A)*	*1 347 090,6*	*0,0*	*0,0*	*0,0*	*0,0*	*0,0*	*0,0*	*0,0*	*0,0*	*0,0*	*0,0*	*0,0*	*0,0*
C.	*Wartość zaktualizowana netto NPV_1 (przy stopie r_1)*	*1 347 090,6*				*(suma wartości z poz. B ; ujemne NPV o możliwie najmniejszej wartości bezwzględnej)*								
VIII.	**WEWNĘTRZNA STOPA ZWROTU IRR**	**3,36**												

WNIOSKI

- Eksploatacja planowana w filarze szybów „Północnych I i II” może przedłużyć żywotność kopalni „Pokój” o około 20 lat przy uwzględnieniu złoża pozostałego w części macierzystej.
- Planowana eksploatacja prowadzona będzie w rejonie słabo zurbanizowanym, więc atrakcyjnym pod względem ochrony powierzchni,
- Zasoby węgla kamiennego przewidywane do eksploatacji posiadają wysokie parametry jakościowe i klasyfikują powyższe zasoby, jako węgle gazowo-koksowe,
- Spodziewane zagrożenia naturalne są analogiczne do występujących w pozostałych partiach złoża przewidzianego do eksploatacji,
- Niewielka ilość robót udostępniających oraz możliwość dopasowania wyrobisk eksploatacyjnych do istniejącej tektoniki podnoszą atrakcyjność przedsięwzięcia,
- Na podstawie przedstawionych obliczeń należy uznać, że przedstawiony zakres eksploatacji może zostać zrealizowany przy osiągnięciu dodatniego wyniku finansowego.

Kształtowanie się zagrożenia tąpaniami w polskim górnictwie w latach 1980–2015

Zbigniew Rawicki, Andrzej Stępień
Eugeniusz Rożek, Adam Błaszczyk
Wyższy Urząd Górniczy

STRESZCZENIE: Zagrożenie tąpaniami należy od wielu lat do najniebezpieczniejszych zagrożeń naturalnych, występujących w polskim górnictwie. Wielkość tego zagrożenia uzależniona jest od warunków prowadzenia działalności górniczej – zarówno naturalnych, jak głębokość zalegania złoża czy występowanie zaburzeń geologicznych, a także górniczych - wynikających z dokonanej wcześniej eksploatacji, zastosowanej technologii lub koordynacji robót. W latach 2014–2015 zagrożenie tąpaniami występowało w 22 z 30 czynnych kopalń węgla kamiennego oraz we wszystkich trzech kopalniach rud miedzi, a wspomnieć należy również o aktywności sejsmicznej generowanej odkrywkową eksploatacją węgla brunatnego. O tym, że jest to nadal zagrożenie realne, świadczy występowanie w latach 2013–2015 tąpnięć, w wyniku których pracownicy zatrudnieni pod ziemią ulegli wypadkom, w tym śmiertelnym. W artykule przedstawiono dane statystyczne dotyczące rejestrowanych w latach 1980–2015 wysokoenergetycznych zjawisk sejsmicznych, zaistniałych tąpnięć oraz towarzyszących im wypadków, w korespondencji z uzyskanym wydobyciem. Omówiono wykorzystywane w podziemnych zakładach górniczych metody oceny stanu zagrożenia tąpaniami, jak również stosowane środki profilaktyki aktywnej i pasywnej, obejmującej już fazę projektowania eksploatacji górniczej lub poprzez działania organizacyjne stosowane w fazie prowadzenia eksploatacji. Integralną część artykułu stanowi opis niektórych działań organów nadzoru górniczego w celu ograniczenia zagrożenia tąpaniami w zakładach górniczych. Przedstawiono wnioski Zespołu doradczo-opiniodawczego powołanego przez Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego do analizy niektórych zagadnień związanych ze wstrząsem o energii $4x10^9$ J i tąpnięciem, zaistniałym w dniu 18 kwietnia 2015 r. w KHW S.A. KWK „Wujek” w Katowicach Ruch „Śląsk”. We wnioskach artykułu przedstawiono podstawowe kierunki działań zmierzających do dalszej poprawy w zakresie rozpoznania i zwalczania zagrożenia tąpaniami w przyszłości.

SŁOWA KLUCZOWE: Tąpania, wstrząs, profilaktyka, nadzór górniczy

1. WPROWADZENIE

Zagrożenie tąpaniami pozostaje od wielu lat jednym z najpoważniejszych zagrożeń naturalnych, jakie towarzyszą działalności górniczej. Zagrożenie to uwarunkowane jest zarówno czynnikami naturalnymi, tj. budową geologiczną i właściwościami górotworu, jak i czynnikami

spowodowanymi działalnością górniczą, tj. zaszłościami eksploatacyjnymi lub stosowanymi systemami i technologiami eksploatacji. W warunkach górnictwa polskiego z zagrożeniem tąpaniami należy liczyć się w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny oraz rudy miedzi. Występują również wstrząsy generowane eksploatacją odkrywkową węgla brunatnego.

Do warunków naturalnych mających wpływ na występowanie tąpnięć zalicza się:

- głębokość zalegania złoża,
- dużą skłonność niektórych pokładów lub partii górotworu do tąpań,
- obecność mocnych warstw skalnych o znacznej miąższości, w stropie eksploatowanego złoża lub w jego spągu,
- zaburzenia tektoniczne w budowie złoża (niecki, nasunięcia, uskoki, zmiany upadu, wymycia, połączenia pokładów i inne).

Jednym z najważniejszych czynników górniczych powodujących tąpnięcia jest koncentracja naprężeń, która może występować:

- w pozostawionych resztkach eksploatowanego złoża zagrożonego tąpaniami,
- w partiach pokładu skłonnego do tąpań, zlokalizowanych leżących pod lub nad pozostawionymi resztkami w sąsiednich pokładach, w zasięgu ich oddziaływania,
- w partiach złoża objętych zasięgiem wpływu krawędzi eksploatacji pokładów sąsiednich,
- przy nadmiernym zagęszczeniu frontów eksploatacji,
- przy równoczesnym prowadzeniu eksploatacji w kilku pokładach, w partiach leżących nad sobą, zwłaszcza w przypadku różnych kierunków eksploatacji.

Drugim bardzo ważnym czynnikiem jest – w warunkach eksploatacji węgla kamiennego – osłabienie calizny węglowej na skutek:

- nadmiernego rozcięcia złoża chodnikami,
- nadmiernie rozwiniętego frontu eksploatacji,
- zbyt intensywnego postępu eksploatacji,
- prowadzenia wyrobisk w poprzek uławicenia,
- niewłaściwego zawału stropu lub źle wykonanej podsadzki.

W latach 2014 i 2015 zagrożenie tąpaniami występowało w 22 z 30 czynnych kopalń węgla kamiennego oraz we wszystkich trzech kopalniach rud miedzi. Należy podkreślić, że trzeci – najwyższy stopień zagrożenia tąpaniami występował w 12 kopalniach węgla kamiennego oraz we wszystkich kopalniach rud miedzi. O tym, że zagrożenie to jest realne, świadczą zaistniałe w ostatnich latach tąpnięcia, a zwłaszcza ich skutki, zarówno w kopalniach węgla kamiennego, jak i rud miedzi.

Poniżej zestawiono tąpnięcia, jakie wystąpiły w kopalniach węgla kamiennego w okresie lat 2013–2015:

- W dniu 6.11.2013 r. o godz. 11^{48} w KW S.A. Oddział KWK „Piekary” w Piekarach Śląskich zaistniał wstrząs o energii $3{,}0 \times 10^7$ J, który spowodował tąpnięcie w chodniku 5R w rejonie prowadzonej ściany 52 w pokładzie 510/III (warstwa przystropowa), powodując wypadek zbiorowy – 5 wypadków lekkich.
- W dniu 19.06.2014 r. o godz. 6^{39} w JSW S.A. KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” w Jastrzębiu Zdroju Ruch Zofiówka zaistniał wstrząs o energii $8{,}5 \times 10^7$ J, który spowodował tąpnięcie w rejonie likwidowanej ściany H-2a w pokładzie 409/3. Tąpnięciu nie towarzyszyły wypadki.

– W dniu 18.04.2015 r., o godzinie 0^{16}, w KHW S.A. KWK „Wujek” w Katowicach Ruch „Śląsk”, w rejonie ściany 7 w pokładzie 409 na poziomie 1050 m zaistniał wstrząs o energii 4 x 10^9 J powodując tąpnięcie. Zasięg i wielkość skutków tąpnięcia były niespotykane w polskim górnictwie węgla kamiennego. W wyniku tąpnięcia zniszczeniu uległy wyrobiska doprowadzające i odprowadzające powietrze ze ściany, wskutek czego dwóch pracowników pozostało w strefie wyrobisk w otoczeniu ściany 7 bez możliwości wycofania się z rejonu objętego skutkami tąpnięcia. Pracownicy ponieśli śmierć w wyniku przebywania w warunkach niesprzyjających, tj. wysokiej temperaturze i wilgotności oraz obniżonej zawartości tlenu.
– W dniu 22.12.2015 r. o godzinie 6^{24}, w KW S.A. Oddział KWK „Halemba-Wirek” w Rudzie Śląskiej, w rejonie drążenia chodnika wentylacyjnego 2 w pokładzie 504 zaistniał wstrząs o energii 9x10^6 J, który spowodował tąpnięcie w tym wyrobisku. Tąpnięciu nie towarzyszyły wypadki.

Tąpnięcia zaistniałe w okresie lat 2013–2015 w kopalniach rud miedzi:
– W dniu 19.03.2013 r. o godz. 22^{09} w O/ZG „Rudna” w Polkowicach, zaistniał wstrząs o energii 1,6 x 10^8 J, który spowodował tąpnięcie w oddziale G-3 w polu G-3/4 na głębokości około 928 m, powodując wypadek zbiorowy – 18 wypadków lekkich.
– W dniu 2.04.2014 r. o godz. 17^{37} w O/ZG „Lubin” w Lubinie zaistniał wstrząs o energii 1,9 x 10^7 J, który spowodował tąpnięcie w oddziale G-8 w polu XI/14 na głębokości około 930 m oraz wypadek zbiorowy – 1 wypadek śmiertelny i 2 wypadki lekkie.
– W dniu 11.08.2014 r. o godz. 9^{42} w O/ZG „Polkowice-Sieroszowice” w Kaźmierzowie zaistniał wstrząs o energii 2,1 x 10^7 J, który spowodował tąpnięcie w oddziale G-23 w polu GIII na głębokości około 810 m oraz wypadek zbiorowy – 3 wypadki lekkie.
– W dniu 3.11.2015 r. o godz. 1^{56} w O/ZG „Polkowice-Sieroszowice” w Kaźmierzowie zaistniał wstrząs o energii 2,8 x 10^6 J, który spowodował tąpnięcie w piętrze D1E, oddziale G-23 na głębokości około 810 m oraz wypadek zbiorowy – 2 wypadki lekkie.

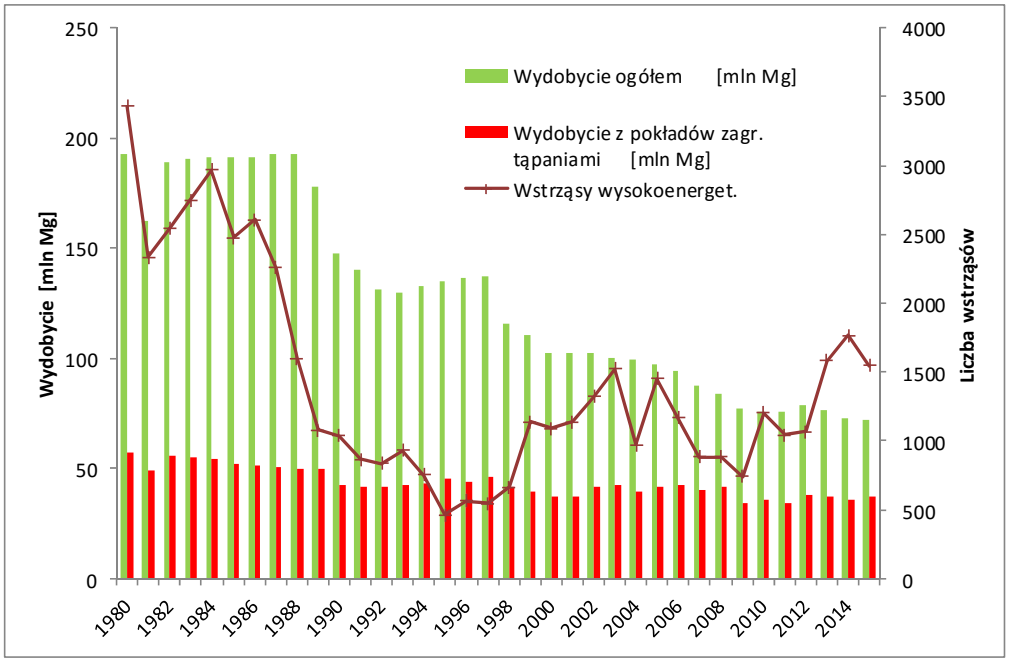
Zagrożenie sejsmiczne, generowane eksploatacją węgla brunatnego, występuje w największej polskiej kopalni odkrywkowej – KWB „Bełchatów”, gdzie w 2014 roku zarejestrowano 11 wstrząsów, a w roku 2015 – 7 wstrząsów o energii wyższej od 1 x 10^5 J, które nie spowodowały zagrożenia ruchu zakładu górniczego oraz jakichkolwiek uszkodzeń w budynkach, maszynach i urządzeniach zarówno w KWB "Bełchatów", jak i poza nią.

2. ZAGROŻENIE TĄPANIAMI W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO

W tabeli 1 zestawiono dane dotyczące zagrożenia sejsmicznego i tąpaniami, jak również poziomu wydobycia, w okresie lat 1980–2015, z wyszczególnieniem wypadków zaistniałych w wyniku tąpnięć.

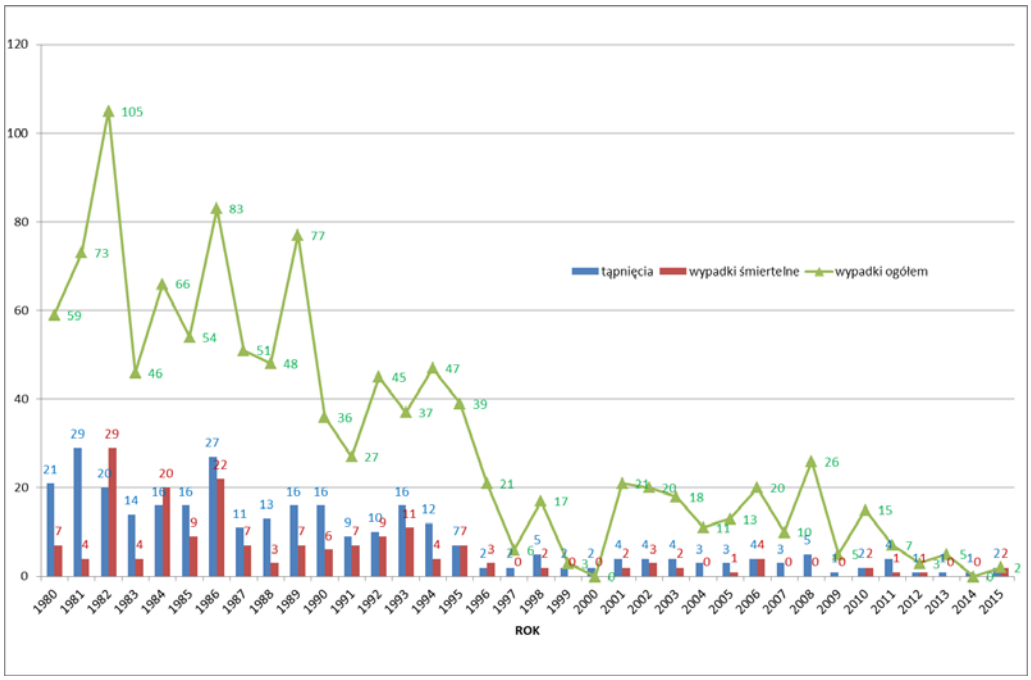
Tabela 1. Zestawienie wydobycia, wstrząsów wysokoenergetycznych, tąpnięć i wypadków w kopalniach węgla kamiennego w latach 1980–2015
Table 1. Extraction, high-energy tremors, rock bursts and accidents in hard coal mines from 1980 to 2015

Rok	Wydobycie [mln Mg]	Wydobycie z pokładów zagrożonych tąpaniami				Wstrząsy ≥ $1x10^5$ J [wg GIG]		Liczba tąpnięć	Wypadki wskutek tąpnięć	
		I-III st. ZT [mln Mg]	[%]	III st. ZT [mln Mg]	[%]	Liczba	∑ E [GJ]		Śmiertelne	Ogółem
1980	192,8	57,1	29,6			3432	13,58	21	7	59
1981	162,7	49,4	30,3			2336	11,03	29	4	73
1982	188,9	55,5	29,4			2545	4,39	20	29	105
1983	190,5	55,2	28,9			2749	11,05	14	4	46
1984	191,0	54,3	28,3			2970	14,59	16	20	66
1985	191,1	51,9	27,1			2480	14,04	16	9	54
1986	191,3	51,6	27,0			2606	9,66	27	22	83
1987	192,7	50,9	26,4			2260	6,33	11	7	51
1988	192,7	49,5	25,7			1599	2,05	13	3	48
1989	177,7	49,5	27,9			1076	2,44	16	7	77
1990	147,4	42,2	28,6			1038	2,09	16	6	36
1991	140,1	41,9	29,9			863	1,25	9	7	27
1992	131,3	41,8	31,8			833	6,00	10	9	45
1993	130,2	42,6	32,7			932	12,60	16	11	37
1994	132,7	43,0	32,4			750	1,49	12	4	47
1995	135,3	45,4	33,6			465	1,94	7	7	39
1996	136,2	44,2	32,5			564	1,07	2	3	21
1997	137,1	46,2	37,7			547	0,87	2	-	6
1998	115,9	41,9	36,2			663	0,68	5	2	17
1999	110,4	39,4	35,7			1135	1,59	2	-	3
2000	102,5	37,2	36,3			1088	2,12	2	-	-
2001	102,6	37,4	36,5			1137	1,85	4	2	21
2002	102,1	41,8	40,9			1324	1,96	4	3	20
2003	100,5	42,3	42,1			1524	2,82	4	2	18
2004	99,5	39,2	39,4			974	1,30	3	-	11
2005	97,0	41,6	42,9	13,3	13,7	1451	1,79	3	1	13
2006	94,4	42,1	44,6	15,9	16,8	1170	2,06	4	4	20
2007	87,5	40,5	46,3	13,1	15,0	885	2,21	3	-	10
2008	83,6	41,9	50,1	14,3	17,1	883	2,00	5	-	26
2009	77,4	34,3	44,4	12,1	15,6	741	2,25	1	-	5
2010	76,1	35,8	47,1	13,4	17,6	1203	4,44	2	2	15
2011	75,5	34,2	45,3	11,8	15,6	1044	1,86	4	1	7
2012	78,6	37,6	47,8	12,7	16,2	1069	1,78	1	1	3
2013	76,5	36,9	48,2	11,8	15,4	1584	2,11	1	-	5
2014	72,5	36,0	49,7	11,1	15,3	1766	3,94	1	-	-
2015	72,2	37,1	51,4	12,0	16,6	1548	9,71	2	2	2



Rys. 1. Liczba wysokoenergetycznych wstrząsów górotworu w kopalniach węgla kamiennego w latach 1980–2015 na tle wydobycia
Fig. 1. Number of high-energy rock mass tremors in hard coal mines from 1980 to 2015 in relation to extraction

Analizując statystykę dotyczącą tąpnięć w kopalniach węgla kamiennego można zaobserwować trwałą tendencję stabilizowania się ich liczby na względnie niskim (do kilku zdarzeń rocznie) poziomie. Tendencje powyższe wiążą się głównie ze zmniejszeniem wydobycia węgla (z około 200 mln Mg w latach osiemdziesiątych ubiegłego wieku do około 72,2 mln Mg w roku 2015), poprawiającą się koordynacją eksploatacji w kopalniach i w rejonach przygranicznych między kopalniami, skuteczniejszym odprężaniem pokładów zagrożonych tąpaniami, rezygnacją z eksploatacji partii o najwyższym zagrożeniu, a także ze stałym doskonaleniem metod oceny stanu tego zagrożenia oraz sposobów jego zwalczania.



Rys. 2. Tąpnięcia zaistniałe w latach 1980–2015 w kopalniach węgla kamiennego oraz towarzyszące im wypadki
Fig. 2. Rock bursts occurred from 1980 to 2015 in hard coal mines and accidents accompanying them

Poniżej, w tabeli 2 zestawiono wybrane tąpnięcia, jakie zaistniały w kopalniach węgla kamiennego w latach 1980–2015, które spowodowały wypadki zbiorowe.

Tabela 2. Wybrane wypadki zbiorowe zaistniałe wskutek tąpnięć w latach 1980–2015 w kopalniach węgla kamiennego
Table 2. Selected collective accidents occurred as a result of tremors from 1980 to 2015 in hard coal mines

Lp.	Kopalnia	Data	Godz.	Energia [J]	Wypadki			Razem
					Śmiertelne	Ciężkie	Lekkie	
1.	Czerwone Zagłębie	9.10.1984	18.10	$2x10^6$	3	1	4	8
2.	Powstańców Śląskich	8.11.1984	23.56	$1x10^7$	8	4	-	12
3.	Siemianowice	22.05.1985	19.52	$6x10^7$	6	-	1	7
4.	Bobrek	25.06.1986	18.42	$7x10^6$	9	-	1	10
5.	Zabrze-Bielszowice	27.12.1986	21.00	$1x10^6$	3	-	5	8
6.	Śląsk	13.03.1987	10.00	$2x10^6$	4	2	1	11
7.	Halemba	7.03.1991	11.38	$1x10^7$	5	-	-	5
8.	Porąbka Klimontów	5.06.1992	17.47	$1x10^7$	4	2	5	11
9.	Miechowice	17.09.1993	01.34	$3x10^5$	6	-	2	8
10.	Nowy Wirek	11.09.1995	13.57	$5x10^7$	5	-	4	9

11.	Zabrze-Bielszowice	12.12.1996	04.57	$5x10^7$	5	-	6	11
12.	Wesoła	9.08.2002	19.34	$3x10^7$	2	-	9	11
13.	Halemba	22.01.2004	7.00	$3x10^7$	-	-	6	6
14.	Bielszowice	27.01.2005	7.32	$8x10^6$	1	1	1	3
15.	Rydułtowy-Anna	13.05.2006	11.12	$1,2x10^8$	-	-	7	7
16.	Pokój	27.07.2006	2.08	$9x10^7$	4	-	6	10
17.	Zofiówka	19.07.2007	21.41	$8x10^7$	-	-	5	5
18.	Bielszowice	24.07.2008	16.26	$8x10^5$	-	-	7	7
19.	Halemba-Wirek	21.11.2008	22.05	$1x10^7$	-	-	19	19
20.	Rydułtowy-Anna	21.10.2010	22.28	$7,3x10^5$	1	1	6	8
21.	Jas-Mos	28.01.2011	17.17	$2,3x10^6$	1	-	3	4
22.	Marcel	8.03.2012	20.19	$9,2x10^7$	1	-	2	3
23.	Piekary	6.11.2013	11.48	$3,0x10^7$	-	-	5	5
24.	Wujek	18.04.2015	0.16	$4,0x10^9$	2	-	-	2

3. ZAGROŻENIE TĄPANIAMI W KOPALNIACH RUD MIEDZI

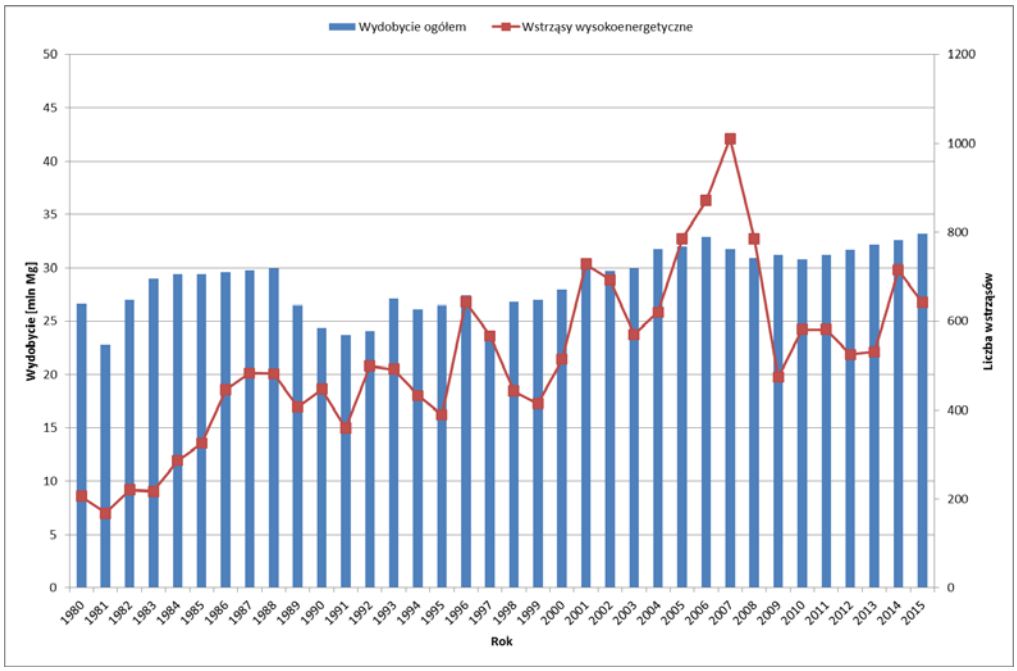
W kopalniach rud miedzi zagrożenie sejsmiczne i tąpaniami jest zagrożeniem dominującym, co spowodowane jest znaczną i wciąż narastającą głębokością prowadzonych robót górniczych, zwiększaniem powierzchni zrobów, budową geologiczną oraz eksploatacją w rejonach aktywnych sejsmicznie stref uskokowych, w tym szczególnie niebezpiecznych stref uskoków wygasających.

W kopalniach rud miedzi zagrożenie tąpaniami od kilku lat utrzymuje się na podobnym poziomie, a liczba tąpnięć i wypadków (przy wydobyciu wynoszącym ok. 30–33 mln Mg rudy) oscyluje wokół kilku zdarzeń rocznie. Skalę zagrożenia tąpaniami w kopalniach rud miedzi w latach 1980–2015 obrazuje tabela 3.

Tabela 3. Zestawienie wydobycia, wstrząsów wysokoenergetycznych, tąpnięć i wypadków w kopalniach rud miedzi w latach 1980–2015
Table 3. Extraction, high-energy tremors, rock bursts and accidents in copper ore mines from 1980 to 2015

Rok	**Wydobycie [mln Mg]**	**Wydobycie ze złóż zagrożonych tąpaniami**		**Wstrząsy ≥ $1,0x10^5$ J**		**Liczba tąpnięć**	**Wypadki wskutek tąpnięć**	
		[mln Mg]	**[%]**	**Liczba**	**∑ E [GJ]**		**Śmiertelne**	**Ogółem**
1980	26,6	26,6	100	206	brak danych	6	3	4
1981	22,8	22,8	100	168	brak danych	7	6	26
1982	27,0	27,0	100	221	brak danych	9	3	9
1983	29,0	29,0	100	217	brak danych	5	2	7
1984	29,4	29,4	100	286	brak danych	5	1	3
1985	29,4	29,4	100	325	1,73	2	1	9
1986	29,6	29,6	100	446	1,72	4	-	10
1987	29,8	29,8	100	484	1,72	5	7	27
1988	30,0	30,0	100	482	1,75	1	1	2
1989	26,5	26,5	100	407	2,82	4	3	8
1990	24,4	24,4	100	447	1,29	2	2	12

1991	23,7	23,7	100	359	0,92	2	2	4
1992	24,1	24,1	100	499	1,22	-	-	-
1993	27,1	27,1	100	492	3,05	4	1	7
1994	26,1	26,1	100	433	2,84	2	5	6
1995	26,5	26,5	100	389	1,87	4	2	13
1996	27,4	27,4	100	644	1,82	4	3	12
1997	24,0	24,0	100	567	2,76	-	-	-
1998	26,8	26,8	100	443	2,80	2	3	9
1999	27,0	27,0	100	414	3,96	3	2	14
2000	28,0	28,0	100	514	7,11	4	2	4
2001	30,9	30,9	100	729	6,22	5	-	3
2002	29,7	29,7	100	694	7,36	8	3	15
2003	30,0	30,0	100	570	3,39	9	5	28
2004	31,8	31,8	100	621	6,56	8	1	15
2005	32,0	32,0	100	786	4,02	3	1	22
2006	32,9	32,9	100	872	5,65	2	-	5
2007	31,8	31,8	100	1011	1,97	3	4	10
2008	30,9	30,9	100	785	1,28	2	1	17
2009	31,2	31,2	100	474	1,82	4	1	11
2010	30,8	30,8	100	581	2,59	8	6	44
2011	31,2	31,2	100	581	1,44	1	-	5
2012	31,7	31,7	100	525	0,94	1	-	3
2013	32,2	32,2	100	531	1,35	1	-	18
2014	32,6	32,6	100	570	0,81	2	1	6
2015	33,2	33,2	100	642	1,22	1	-	2



Rys. 3. Liczba wysokoenergetycznych wstrząsów zaistniałych w kopalniach rud miedzi w latach 1980–2015 na tle wydobycia
Fig. 3. Number of high-energy tremors occurred in copper ore mines from 1980 to 2015 in relation to extraction

Można zaobserwować w okresie ostatnich 6 lat utrzymywanie się sumy energii wstrząsów, wyzwalanej przy eksploatacji rud miedzi, na podobnym poziomie. Zastosowanie jednak systemu eksploatacji z ugięciem stropu oraz grupowych strzelań przodków praktycznie wyeliminowało tąpnięcia złożowe – naprężeniowe, a dominujące obecnie tąpnięcia stropowe charakteryzują się mniejszą rozległością skutków w wyrobiskach górniczych.

W tabeli 4 wyszczególniono tąpnięcia w kopalniach rud miedzi, którym towarzyszyły wypadki zbiorowe.

Tabela 4. Wybrane wypadki zbiorowe zaistniałe wskutek tąpnięć w latach 1984–2015 w kopalniach rud miedzi
Table 4. Selected collective accidents occurred as a result of rock bursts from 1984 to 2015 in copper ore mines

Lp.	Kopalnia	Data	Godzina	Energia [J]	Wypadki			Razem
					Śmiertelne	Ciężkie	Lekkie	
1.	Lubin	20.06.1987	2.17	$3{,}2 \times 10^{7}$	4	1	10	15
2.	Rudna	8.06.1991	9.11	$2{,}0 \times 10^{6}$	2	-	1	3
3.	Rudna	22.11.1991	5.24	$1{,}2 \times 10^{6}$	2	-	-	2
4.	Rudna	3.06.1994	19.44	$1{,}7 \times 10^{8}$	2	1	-	3
5.	Rudna	14.04.1994	20.10	$1{,}0 \times 10^{8}$	3	-	-	3

6.	Rudna	31.03.1995	2.58	$9,5x10^7$	2	-	1	3
7.	Rudna	21.08.1998	1.29	$4,0x10^6$	3	-	1	4
8.	Rudna	29.01.1999	2.12	$2,5x10^8$	2	1	3	6
9.	Lubin	17.06.2003	21.13	$1,4x10^6$	1	-	2	3
10.	Lubin	4.08.2003	10.17	$1,9x10^8$	3	2	5	10
11.	Rudna	25.10.2003	4.18	$3,4x10^6$	1	-	1	2
12.	Rudna	25.08.2004	8.55	$1,3x10^8$	-	-	7	7
13.	Lubin	25.11.2004	3.28	$1,5x10^5$	1	1	1	3
14.	Rudna	5.08.2005	18.33	$6,4x10^7$	1	3	13	17
15.	Lubin	11.07.2006	15.24	$2,2x10^7$	-	-	5	5
16.	Rudna	13.12.2007	15.52	$5,1x10^7$	2	-	5	7
17.	Rudna	8.04.2008	16.10	$1,0x10^7$	1	-	4	5
18.	Polkowice--Sieroszowice	29.10.2008	3.30	$6,1x10^7$	-	-	13	13
19.	Rudna	25.03.2009	1.03	$1,5x10^7$	1	-	4	5
20.	Rudna	30.12.2010	9.56	$1,5x10^8$	3	-	13	16
21.	Lubin	20.08.2011	9.31	$5,7x10^6$	-	-	5	5
22.	Rudna	11.04.2012	22.13	$1,4x10^7$	-	-	3	3
22.	Rudna	19.03.2013	22.09	$1,6x10^8$	-	-	18	18
23.	Lubin	2.04.2014	17.37	$1,9x10^7$	1	-	2	3
24.	Polkowice--Sieroszowice	11.08.2014	9.42	$2,1x10^7$	-	-	3	3
25.	Polkowice--Sieroszowice	3.11.2015	1.56	$2,8x10^6$			2	2

4. ZAGROŻENIE SEJSMICZNE W KOPALNIACH WĘGLA BRUNATNEGO

Zagrożenie sejsmiczne, generowane eksploatacją węgla brunatnego, występuje tylko w największej polskiej kopalni odkrywkowej – KWB „Bełchatów" i związane jest z odsłanianymi w wyrobisku odkrywki strefami uskokowymi. W ostatnich kilku latach liczba wysokoenergetycznych wstrząsów waha się w granicach 7–14 przy wydobyciu węgla brunatnego w granicach 35–42 mln Mg (tab. 5).

Tabela 5. Wydobycie węgla brunatnego i liczba wstrząsów wysokoenergetycznych
Table 5. Lignite extraction, numer of high-energy tremors

Rok	Wydobycie węgla brunatnego [mln Mg]	Liczba wstrząsów wysokoenergetycznych (powyżej 10^5 J)
1990	34,249	10
1991	35,017	40
1992	32,937	3
1993	34,184	17
1994	33,650	9
1995	33,082	3

1996	34,586	4
1997	34,884	5
1998	35,446	2
1999	35,496	5
2000	34,764	7
2001	34,662	16
2002	34,008	9
2003	34,564	7
2004	35,233	17
2005	35,225	12
2006	32,988	10
2007	30,923	8
2008	32,906	7
2009	31,648	3
2010	32,899	11
2011	38,344	8
2012	40,160	14
2013	42,050	6
2014	42,394	11
2015	42,085	7

Podkreślić należy, że nawet największe z zarejestrowanych dotychczas wstrząsów nie stwarzały nigdy zagrożenia dla ruchu zakładu górniczego. Wstrząsy związane pośrednio z prowadzonymi robotami górniczymi, a głównie z procesami neotektonicznymi, charakteryzują się jednak wysoką energią i w związku z tym są silnie odczuwane przez okolicznych mieszkańców, a także skutkowały – generalnie niewielkimi – uszkodzeniami powierzchniowych obiektów budowlanych.

W latach 1990–2015 zarejestrowano 15 wstrząsów o energii powyżej 10^8 J, które spowodowały szkody w obiektach budowlanych w sąsiedztwie KWB „Bełchatów". Liczbę szkód budowlanych spowodowanych tymi wstrząsami ujęto w tabeli 6.

Tabela 6. Liczba szkód w obiektach budowlanych, spowodowanych wstrząsami wysokoenergetycznymi
Table 6. Damage to buildings caused by high-energy tremors

Lp.	Data	Liczba szkód w obiektach budowlanych	Energia wstrząsu [J]
1.	28.11.1992 r.	23	$E = 1{,}1 \times 10^{10}$
2.	06.11.1996 r.	37	$E = 3{,}00 \times 10^{8}$
3.	17.04.2001 r.	130	$E = 7{,}92 \times 10^{8}$
4.	16.06.2002 r.	10	$E = 7{,}34 \times 10^{8}$
5.	23.08.2002 r.		$E = 3{,}32 \times 10^{8}$
6.	22.10.2002 r.		$E = 1{,}07 \times 10^{8}$
7.	08.06.2004 r.	-	$E = 2{,}99 \times 10^{9}$
8.	30.05.2005 r.	8	$E = 7{,}93 \times 10^{9}$

9.	01.07.2005 r.		$E = 9{,}37x10^8$
10.	10.11.2006 r.	-	$E = 1{,}10x10^8$
11.	14.07.2008 r.	-	$E = 4{,}35x10^8$
12.	22.01.2010 r.	341	$E = 1{,}61x10^{10}$
13.	15.12.2011 r.	-	$E = 2{,}50x10^9$
14.	12.04.2012 r.	-	$E = 1{,}82x10^9$
15	30.11.2014 r.	12	$E = 1{,}37x10^{10}$

Ogółem w latach 1990-2015 zarejestrowano 765 wstrząsów wysokoenergetycznych, w tym 750 wstrząsów o energii mniejszej od 10^8 J, które nie spowodowały zagrożenia bezpieczeństwa ludzi, ruchu zakładu górniczego oraz jakichkolwiek uszkodzeń w budynkach, maszynach i urządzeniach zarówno w KWB „Bełchatów", jak i poza nią, oraz 15 wstrząsów, wyszczególnionych w tabeli powyżej, o energii rzędu 10^8 J i wyższej.

5. DZIAŁANIA ZMIERZAJĄCE DO ZWALCZANIA ZAGROŻENIA TĄPANIAMI

W zakładach górniczych prowadzących roboty górnicze w warunkach występowania zagrożenia tąpaniami organizuje się:

- służby do spraw tąpań,
- stacje geofizyki górniczej, celem dokonywania bieżącej analizy aktywności sejsmicznej górotworu i oceny stanu zagrożenia tąpaniami.

W zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny stan zagrożenia tąpaniami ocenia się na podstawie kompleksowej analizy wyników następujących metod:

- rozeznania górniczego,
- sejsmologii górniczej,
- sejsmoakustycznej,
- sondażowych wierceń małośrednicowych,

oraz stosuje się również inne, dodatkowe lub zastępcze metody oceny stanu zagrożenia tąpaniami, jak: wzbudzonej aktywności sejsmoakustycznej, sejsmoakustyczna w skałach otaczających, sejsmiczna, elektrooporowa, grawimetryczna, konwergencji i inne.

W zakładach górniczych wydobywających rudy miedzi podstawowe metody oceny stanu zagrożenia tąpaniami to:

- metoda sejsmologii górniczej,
- pomiary konwergencji.

Ponadto stosuje się inne metody oceny stanu zagrożenia tąpaniami, głównie metodę wzbudzonej aktywności sejmoakustycznej i sejsmiczną.

W celu zwalczania rozpoznanego ww. metodami zagrożenia tąpaniami prowadzi się działania profilaktyczne zarówno metodami pasywnymi, jak i aktywnymi.

`Do metod profilaktyki pasywnej możemy zaliczyć:

- właściwe projektowanie robót górniczych,
- odprężenie eksploatacyjne pokładów (w kopalniach eksploatujących węgiel kamienny),
- działania organizacyjno-techniczne, polegające na:

- zapewnieniu odpowiednich warunków technicznych i technologicznych prowadzonych robót,
- prawidłowym doborze obudowy,
- prawidłowej organizacji robót (wprowadzenie ograniczeń w strefach szczególnego zagrożenia tąpaniami).

Do metod profilaktyki aktywnej możemy zaliczyć:

– strzelania (urabiające, wstrząsowe, wstrząsowo-urabiające, torpedujące, USS),
– nawadniania (krótkimi i długimi otworami, UHS),
– wiercenia odprężające w pokładach węgla,
– grupowe strzelania przodków (w kopalniach rud miedzi).

6. DZIAŁANIA ORGANÓW NADZORU GÓRNICZEGO DLA OGRANICZENIA ZAGROŻENIA TĄPANIAMI W ZAKŁADACH GÓRNICZYCH

Zakres działań, do których powołane zostały organy nadzoru górniczego, tj. Prezes Wyższego Urzędu Górniczego oraz dyrektorzy okręgowych urzędów górniczych i Specjalistycznego Urzędu Górniczego, określony został w ustawie z dnia 9 czerwca 2011 roku Prawo Geologiczne i Górnicze. Wcześniej uregulowania te ujęte były w ustawie z dnia 4 lutego 1994 roku Prawo Geologiczne i Górnicze, która zastąpiła dekret z dnia 6 maja 1953 roku Prawo Górnicze oraz ustawę z dnia 16 listopada 1960 roku o prawie geologicznym.

W części dotyczącej zagadnienia zwalczania zagrożenia tąpaniami w zakładach górniczych, działalność organów nadzoru górniczego realizowana jest obecnie na wielu płaszczyznach, w tym w szczególności:

– Prezes WUG powołuje komisje m.in. do opiniowania stanu rozpoznania i zwalczania zagrożeń w zakładach górniczych. Zagadnienia związane z zagrożeniem tąpaniami opiniowane są przez Komisję ds. Zagrożeń w Zakładach Górniczych. Do zadań Komisji należy m.in. opiniowanie: nowych systemów eksploatacji, kompleksowych projektów eksploatacji pokładów węgla kamiennego oraz złóż rud miedzi, zaliczonych do odpowiednich stopni zagrożenia tąpaniami, projektów prowadzenia robót górniczych w rejonach szczególnie zagrożonych tąpaniami. Posiedzenia Komisji odbywają się cyklicznie, przykładowo w roku 2014 odbyło się 10 posiedzeń, na których rozpatrywano 26 spraw, w tym 19 spraw dotyczących zagrożenia tąpaniami, a w roku 2015 – 14 posiedzeń, na których rozpatrywano 36 spraw, w tym 25 sprawy dotyczące zagrożenia tąpaniami Sprawy te zostały zaopiniowane pozytywnie.
– Prezes WUG powołuje inne stałe lub doraźne kolegialne organy doradcze i opiniodawcze. Takim był m.in. Zespół doradczo-opiniodawczy do analizy niektórych zagadnień związanych ze wstrząsem wysokoenergetycznym, zaistniałym w dniu 18 kwietnia 2015 r. w Katowickim Holdingu Węglowym S.A. KWK „Wujek" w Katowicach Ruch „Śląsk", który spowodował tąpnięcie o rozległych, niespotykanych dotychczas skutkach w wyrobiskach, a dwaj pracownicy, którzy pozostali w rejonie ściany 7 bez możliwości wycofania się z tego rejonu, ponieśli śmierć w wyniku przebywania w niesprzyjających warunkach. Powołany Zarządzeniem nr 19 z dnia 30 kwietnia 2015 r. Zespół, w swoim Sprawozdaniu z dnia 27 lipca 2015 r., określił mechanizm i przesłanki zaistnienia wstrząsu oraz epicentrum wstrząsu, stwierdzając m.in., że:

- epicentrum wstrząsu o energii $4x10^9$ J (określonej na podstawie rejestracji Górnośląskiej Regionalnej Sieci Sejsmologicznej GIG), zaistniałego w Katowickim Holdingu Węglowym S.A. KWK „Wujek" w Katowicach Ruch „Śląsk" zlokalizowano 120 m przed frontem ściany 7 w pokładzie 409 i 30 m na południe od przecinki południowej,

a inicjacja dynamicznego ruchu obszaru ogniskowego wstrząsu wystąpiła na głębokości porównywalnej lub nieznacznie większej, niż prowadzona eksploatacja ścianą 7 w pokładzie 409,

- wstrząs związany był z dotychczas prowadzoną eksploatacją w obszarze górniczym „Ruda Śląska – Panewniki II", która przyczyniła się do uaktywnienia uskoku VIa, o czym świadczy poślizgowy charakter ogniska – mechanizmu wstrząsu. Bardzo wysoka energia oraz parametry mechanizmu wstrząsu świadczą o jego regionalnym charakterze,
- rozległe skutki wstrząsu w wyrobiskach spowodowane zostały niekorzystnym stanem naprężenia w obszarze filara oporowego dla wyrobisk korytarzowych w pokładzie 409, charakteryzującym się bardzo dużymi wartościami naprężeń pionowych,
- dotychczasowe prognozy prędkości drgań, jak również wyniki odczytów z czujników zabudowanych na powierzchni nie wskazują na możliwość powodowania zniszczeń lub istotnych uszkodzeń obiektów powierzchniowych, związanych z aktywnością sejsmiczną generowaną eksploatacją pokładu 409 w obszarze górniczym „Ruda Śląska – Panewniki II".

Zespół zaopiniował jednocześnie możliwość dalszego prowadzenia ruchu zakładu górniczego w rejonie zaistniałego wstrząsu uznając, że z uwagi na bardzo wysoki poziom potencjalnego zagrożenia tąpaniami, jak również wysoki stan zagrożeń aerologicznych: metanowego i pożarowego, należy zaniechać dalszej eksploatacji w części pokładu 409 na południe od ściany 7 oraz wszelkich innych robót górniczych na południe od przecinki 2, jak również eksploatacji ścianą U1a projektowanej na północ od parceli ściany 3a. Zespół uznał ponadto za możliwą do bezpiecznego zrealizowania eksploatację pokładu 409 ścianami 3a i 2, przy zastosowaniu adekwatnej – do prognozowanego i rejestrowanego poziomu zagrożenia tąpaniami – profilaktyki tąpaniowej, a zamierzenia w zakresie podejmowania działań profilaktyki tąpaniowej winny być przedłożone do zaopiniowania przez Komisję do spraw Zagrożeń w Zakładach Górniczych.

– Prezes WUG inicjuje prace naukowo-badawcze oraz inicjuje i podejmuje przedsięwzięcia m.in. w zakresie poprawy bezpieczeństwa pracy i ochrony zdrowia w górnictwie oraz ograniczenia uciążliwości oddziaływania górnictwa na ludzi i środowisko. Przykładem takich działań, związanych z aktywnością sejsmiczną górotworu generowaną działalnością górniczą było zlecenie wykonania ekspertyzy naukowej pt. „Analiza aktywności sejsmicznej górotworu w obszarach górniczych kopalń „Ziemowit" i „Piast" w aspekcie oddziaływania wstrząsów na powierzchnię". Wykonanie ekspertyzy zainspirowane było obserwowanym w okresie lat 2012––2014 wzrostem aktywności sejsmicznej generowanej prowadzoną eksploatacją przez ww. kopalnie. Ekspertyza przekazana została przedsiębiorcy – Kompanii Węglowej S.A., a wnioski w niej zawarte są sukcesywnie wdrażane w przedmiotowych zakładach górniczych.

– W przypadku zaistnienia wypadku zbiorowego, katastrofy albo niebezpiecznego zdarzenia, Prezes WUG, w razie potrzeby, powołuje komisję specjalną do zbadania przyczyn i okoliczności tego zdarzenia, określając skład osobowy komisji i jej zadania. Przykładem jest Komisja do zbadania przyczyn i okoliczności wstrząsu oraz wypadku zbiorowego, zaistniałych w dniu 19 marca 2013 r. w KGHM Polska Miedź S.A. O/ZG „Rudna" w Polkowicach, powołana przez Prezesa WUG w dniu 25 marca 2013 r.

– Terenowe organy administracji rządowej podległe Prezesowi WUG, tj. dyrektorzy okręgowych urzędów górniczych i dyrektor SUG, przy wykonywaniu nadzoru i kontroli nad ruchem zakładu górniczego mogą m.in. nakazać przedsiębiorcy podjęcie niezbędnych środków profilaktycznych, w tym skierowanie określonego zagadnienia do rozpatrzenia przez odpowiednią komisję powołaną przez Prezesa WUG, jak również badać prawidłowość rozwiązań stosowa-

nych lub przewidzianych przez przedsiębiorcę do stosowania, także przez skierowanie określonego zagadnienia do rozpatrzenia przez odpowiednią komisję powołaną przez Prezesa WUG. Przykładem takich działań jest Decyzja Dyrektora OUG w Katowicach z dnia 19 czerwca 2015 roku nakazująca Katowickiemu Holdingowi Węglowemu S.A. w Katowicach skierowanie wniosku do Komisji do spraw Zagrożeń w Zakładach Górniczych, o uzyskanie opinii dotyczącej możliwości bezpiecznego prowadzenia robót górniczych projektowanych w planie ruchu zakładu górniczego KHW S.A. KWK „Wujek" w Katowicach Ruch „Śląsk" na lata 2015–2017 do wykonania w Partii J. Decyzja uzasadniona została wynikami dogłębnej analizy wykonywanych i projektowanych do wykonania robót w Ruchu „Śląsk", ze szczególnym uwzględnieniem Partii J, po zaistnieniu w dniu 18 kwietnia 2015 r. wstrząsu o energii $4x10^9$ J w rejonie eksploatacji pokładu 409 ścianą 7.

– W przypadku zaistnienia niebezpiecznego zdarzenia lub wypadku w ruchu zakładu górniczego, właściwy organ nadzoru górniczego może ustalić stan faktyczny i przyczyny zdarzenia. Postępowania takie przeprowadzane są m.in. po każdym zaistnieniu tąpnięcia. Ustalenia ujęte w Orzeczeniu, sporządzonym po zakończeniu badań, przekazywane są do wiadomości właściwemu przedsiębiorcy górniczemu, w celu wdrożenia odpowiednich działań profilaktycznych.

WNIOSKI

Pomimo stosowania najnowocześniejszych metod rozpoznawania i oceny stanu zagrożenia tąpaniami oraz środków profilaktyki tąpaniowej, zjawiska tąpnięć nadal występują, jednakże ich liczba jest znacznie mniejsza, niż w dwóch ostatnich dekadach XX w. Działania zmierzające do coraz bardziej skutecznego rozpoznania i zwalczania zagrożenia tąpaniami powinny się koncentrować obecnie na:

- dalszym doskonaleniu aparatury pomiarowej w celu zwiększenia efektywności prognoz, przy wykorzystaniu szerokiej gamy metod pomiarowych, systematycznie doskonalonych,
- właściwym projektowaniu eksploatacji, z szerszym wykorzystaniem udostępniania rejonów eksploatacyjnych wyrobiskami kamiennymi,
- określaniu adekwatnej do występującego zagrożenia koordynacji robót górniczych, szczególnie w rejonach przygranicznych,
- ograniczaniu liczby wyrobisk narażonych na skutki tąpnięć oraz liczby osób niezbędnych do prawidłowego prowadzenia wydobycia, w miejscach i wyrobiskach, gdzie można się spodziewać wystąpienia skutków wstrząsów górotworu,
- doskonaleniu metod profilaktyki aktywnej (strzelania w pokładach węgla, dezintegracja skał stropowych, strzelania grupowe w kopalniach rud miedzi itp.) w szczególności w sytuacjach koincydencji występujących zagrożeń naturalnych,
- zintensyfikowaniu szkoleń w zakresie zagrożeń naturalnych i technicznych,
- prowadzeniu dalszych prac nad modyfikacją metod oceny stanu zagrożenia tąpaniami, w celu dostosowania aktualnego stanu wiedzy, wynikającego z najnowszych osiągnięć naukowo-technicznych, do systemowej nowelizacji tych metod.

Rock Burst Hazard in Polish Mining from 1980 to 2015

For many years rock burst hazard has been among the most dangerous natural hazards encountered in Polish mining. This hazard's size depends on the conditions in which mining operations take place – may they be natural, like the deposit's depth or existing geological fault, or mining-related – resulting from previous extraction, technology used or the coordination of works. In 2014 rock burst hazard occurred in 22 out of 30 active hard coal mines and in all three copper ore mines. The fact that this is still a real threat is evidenced by the rock bursts that occurred from 2013 to 2015 and resulted in accidents, including fatal, involving underground workers. This article presents statistical data of high-energy seismic tremors, rock bursts and accidents accompanying them in relation to the level of extraction recorded from 1980 to 2015. It discusses the methods for assessing rock burst hazard used in underground mines as well as active and passive preventive measures applied either in the design phase of mining operations, or used as organizational actions in the extraction phase. An integral part of the article is the description of some of the mining supervision authorities' actions that have been undertaken in order to reduce the risk of rock burst hazard in mines. Furthermore, it presents the conclusions of the advisory-consultative panel appointed by the President of the State Mining Authority to examine certain issues related to the high-energy tremor of $4x10^9$ J magnitude and the rock burst on 18 April 2015 in KHW SA KWK “Wujek” hard coal mine in Katowice. The article concludes with the description of the basic lines of action to be taken to further improve the identification and prevention of rock burst hazard in the future.

Możliwości wykorzystania systemów łączności VoIP w podziemnych zakładach górniczych

Joachim Pielot
Antoni Wojaczek
Paweł Kołodziejczyk
Katedra Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej

STRESZCZENIE: Eksploatowane w kopalniach przewodowe systemy łączności telefonicznej czy głośnomówiącej nie zapewniają szybkiego kontaktu z osobami, których charakter pracy związany jest z ich przemieszczaniem się w wyrobiskach, często na znaczne odległości. Dla tzw. „ruchomych stanowisk pracy" powinny być więc wykorzystywane systemy łączności radiowej (radiowo-telefonicznej). Dotychczasowe doświadczenia w zakresie badań propagacji swobodnej fal elektromagnetycznych w kopalniach przyniosły pozytywne rezultaty w zasadzie tylko w wyrobiskach prostoliniowych (szyby). Również propagacja przez górotwór jest możliwa na niewielkie odległości (GLON – kilkadziesiąt metrów).

Eksploatowane w ubiegłym wieku systemy łączności radiowej w kopalniach podziemnych, wykorzystywały najczęściej specjalne tory metalowe (np. liny maszyn wyciągowych, drut jezdny trakcji elektrycznej przewodowej, pancerz kabla telekomunikacyjnego) dla prowadzenia fal elektromagnetycznych w wybranych wyrobiskach.

Od kilkunastu lat z dużym powodzeniem wykorzystuje się przewód promieniujący jako tor dla sygnału w.cz. W kopalniach węglowych instalacje te mają już długość kilkudziesięciu kilometrów (np. systemy MCA 1000, MultiCOM, FLEXCOM, BeckerCom), a w kopalniach rud miedzi nawet kilkaset km. (DOTRA). Systemy te wykorzystują nie tylko kierowcy pojazdów kołowych, maszyniści lokomotyw, czy kolejek, lecz także pracownicy wykonujący roboty na drogach transportowych, a także brygady rewizyjne w szybach.

Rozległość tras transportowych i nowe technologie eksploatacji wymagają zastosowanie takich środków łączności radiowej, które swym zasięgiem powinny objąć większość wyrobisk podziemnych. Tak wiec systemy łączności radiowej w kopalniach tracą znamiona lokalnego charakteru łączności.

Współczesne (powierzchniowe) radiowe lokalne sieci komputerowe WLAN, w których dominującym standardem staje się standard IEEE 802.11x (potocznie nazywany standardem Wi-Fi) można (po pewnych modyfikacjach) zastosować w podziemnych wyrobiskach górniczych. Dla transmisji głosowej można w tych sieciach zastosować technikę VoIP[1]. Powstaje pytanie: jaka powinna być struktura takiego systemu łączności?

[1]VoIP – (*Voice over Internet Protocol*); technika umożliwiająca przesyłanie dźwięków mowy za pomocą łączy internetowych, lub oddzielnych sieci wykorzystujących protokół IP. Czasami tego rodzaju telefon (wraz z oprogramowaniem bazującym na technologii VoIP) czy modem pozwalający na prowadzenie rozmów telefonicznych za pomocą Internetu określa się jako ToIP (*Telephone over Internet Protocol*).

Systemy radiowe z przewodem promieniującym w wystarczającym stopniu mogą zapewnić poprawne usługi głosowe w wybranych wyrobiskach. Niestety systemy te nie mogą być wykorzystywane do transmisji danych i monitoringu, do którego obecnie przywiązuje się coraz to większą wagę. Zastosowanie w kopalniach w systemach teletransmisyjnych światłowodów i sieci komputerowych z protokołami IP w dużym stopniu pomogą wiec rozwiązać problemy szybkości i przepustowości transmisji informacji.

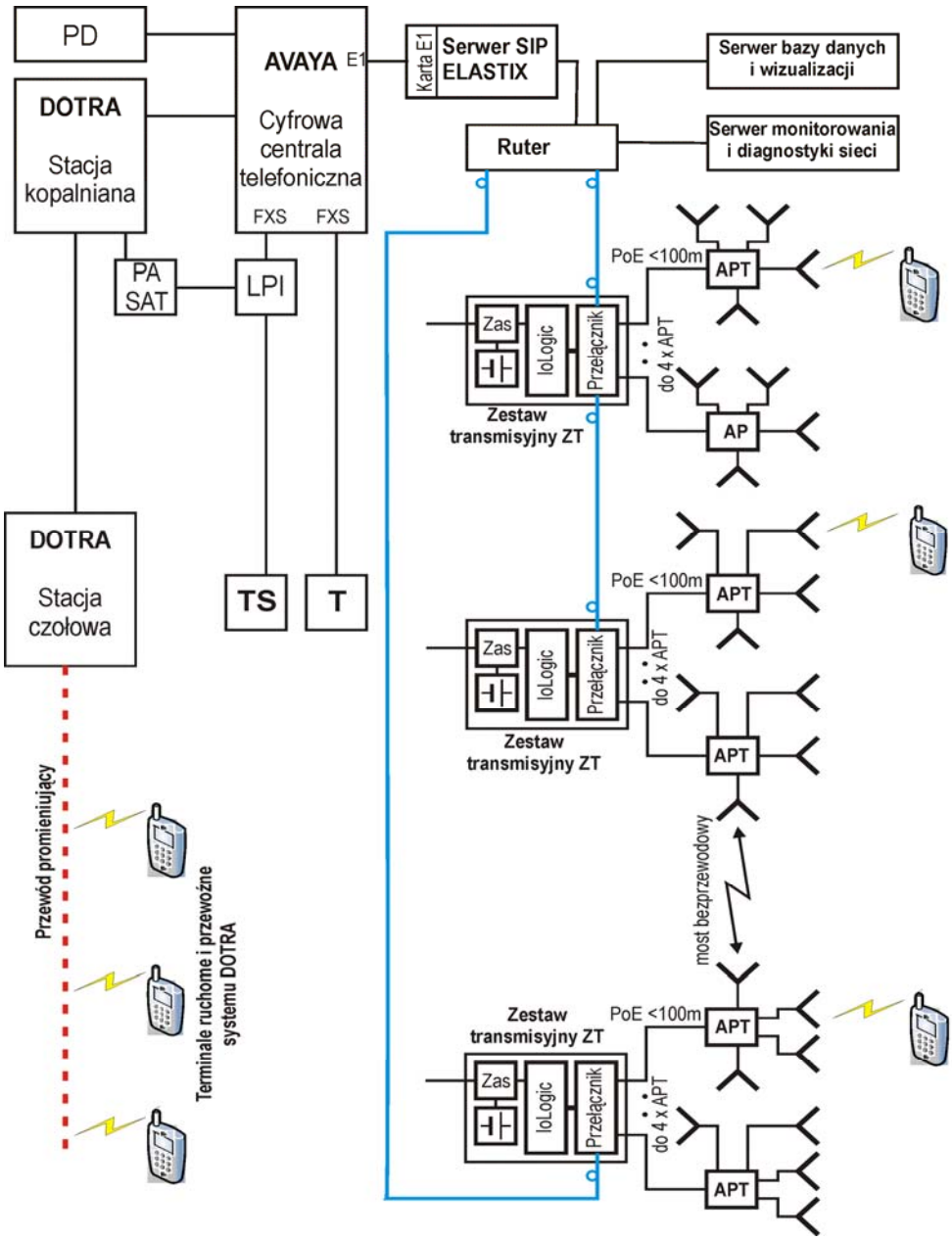
Współpracujące z sieciami światłowodowymi bezprzewodowe sieci komputerowe Wi-Fi i wykorzystanie w nich technologii VoIP pomoże w znaczącym stopniu rozwiązać problemy usług głosowych z ruchomymi stanowiskami pracy.

Na rysunku 1 pokazano ogólny schemat blokowy systemu łączności bezprzewodowej wykorzystującego standard 802.11x (Wi-Fi) oraz technikę VoIP zaimplementowanego w kopalni miedzi dla celów przeprowadzenia prób łączności fonicznej. Na rysunku tym uwzględniono tylko połączenia funkcjonalne z systemem łączności telefonicznej ogólnokopalnianej (z serwerem telekomunikacyjnym AVAYA), z systemem łączności telefonicznej i alarmowej SAT, oraz systemem łączności radiowej DOTRA. Na rysunku tym przedstawiono tylko uogólniony schemat połączeń urządzeń sieci bezprzewodowych wykorzystujących standard Wi-Fi z innymi systemami łączności funkcjonującymi w kopalniach KGHM.

W referacie przedstawione zostaną wyniki prób oraz inne możliwości konfiguracji tak utworzonej „dołowej sieci Intranet".

Zastosowanie radiowego systemu telekomunikacyjnego w kopalni w umożliwia nie tylko szybki kontakt z pracownikami, sprawniejsze wycofanie załogi w przypadku wystąpienia zagrożenia lecz przede wszystkim poprawę organizacji pracy, szybkości działania służb utrzymania ruchu i przyspieszenie reakcji na zakłócenia w pracy wielu urządzeń technologicznych, szczególnie znajdujących się na drogach transportowych.

Ważnym czynnikiem pewności działania systemu łączności radiowej VoIP jest sposób zasilania wszystkich urządzeń systemu. W tym przypadku należy zwrócić uwagę na zapewnienie gwarantowanego zasilania wraz z jego monitoringiem i diagnostyką. Brak napięcia sieciowego w zasilaczu i przejście w stan pracy bateryjnej musi być zawsze sygnalizowane.



Rys. 1. Schemat blokowy struktury systemu łączności bezprzewodowej uruchomionej dla celów badań w kopalni rudy miedzi w powiązaniu z systemem łączności telefonicznej ogólnozakładowej, alarmowej oraz systemem łączności radiowej DOTRA. IoLogic – moduł kontrolno-pomiarowy, Zas – zasilacz, APT – punkt dostępowy, T – telefon, TS – telefon sygnalizator, LPI – bariera systemu SAT, PD – pulpit dyspozytorski centrali AVAYA, PA SAT – pulpit alarmowy systemu SAT

THE RESEARCH CENTER FOR POST-MINING AT THE UNIVERSITY GEORG AGRICOLA IN BOCHUM

Prof. Dr.-Ing. Peter Goerke-Mallet, Prof. Dr. rer. nat. Christian Melchers, Prof. Dr.-Ing. Ulrich Paschedag; Technical University of Applied Sciences (TFH) Georg Agricola, Bochum

Summary
The German coal industry is set to cease all operations in 2018. For the former coalfield regions this will mean a structural change of fundamental proportions. Managing this process will call for a proactive effort. For this reason the Technical University of Applied Sciences Georg Agricola, Bochum, has introduced a new master's course for the post-mining era, the only one of its kind in the world, as a comprehensive response to the challenges, risks and opportunities that will present themselves in a post-mining Germany. The programme will seek to develop solutions to the central problems posed by the long-term inherited liabilities of the mining industry. However, the key remit of the Research Centre will be to conserve and disseminate mining know-how. The study programme and Research Centre is to receive special funding from the RAG Foundation in Essen. This also includes support for an endowed professorship.

1 Introduction

Subsidised coal mining comes to an end in Germany in 2018. The coal industry is set to leave behind a wide range of tasks that will have to be fulfilled. Particular focus here will be on the 'eternity burdens' and from the year 2018 onwards the financing of these operations in the Ruhr, Saar and Ibbenbüren coalfields will be the responsibility of the Essen-based RAG Foundation. The Technical University of Applied Sciences (TFH) Georg Agricola, formerly the Bochum School of Mines, will have a special role to play in this area. After turning out new mining engineers for the industry for more than 200 years it is now time to equip the latest batch of graduates for the specialist tasks that will be part of the post-mining age. With this in mind the master's course 'Geotechnical engineering and post-mining' was accredited back in 2012 and became a regular part of the university curriculum in the summer semester of 2013. The university has successfully established a 'Research Centre Post-Mining', which was officially opened in October 2015. The master's course 'Geotechnical engineering and post-mining', along with the coal-industry eternity burdens and the new Research Centre, are all presented and discussed below (8).

2 Master's course 'Geotechnical engineering and post-mining'

The master's course 'Geotechnical engineering and post-mining', which is the only one of its kind in Germany, prepares engineers to take up responsible positions for planning and implementing the complex procedures required for mine closure and aftercare. The studies combine the scientific and technical qualifications and skills needed at the interface between mining engineering, mine surveying, land surveying and geotechnics.

The master's course 'Geotechnical engineering and post-mining' is designed as a part-time programme for working students. The course, which lasts for six semesters, is consecutively structured around the University's bachelor degree courses 'Geotechnical engineering and applied geology', 'Mineral resource engineering' and 'Surveying' (Figure 1). Applicants with comparable specialisations can also be accepted. The study course ends with graduation as a Master of Engineering (M.Eng.). This gives graduates the basic qualifications to proceed to Ph.D. studies.

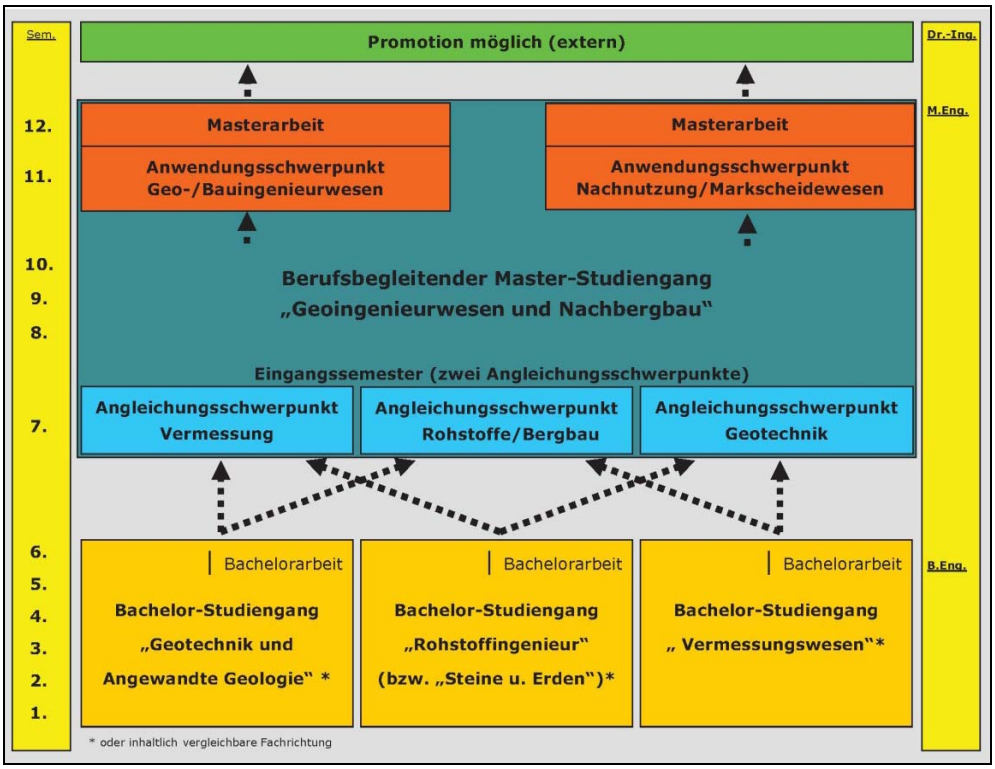


Figure 1: Master's course 'Geotechnical engineering and post-mining' (1)

The master's course comprises the following modules:

- Modules 1-4: Harmonisation themes (surveying, resources/mining, geotechnics)

- Module 5: Rock mechanics and mineral geology
- Module 6: Mining technology
- Module 7: Geotechnical support
- Module 8: Law
- Module 9: Hydrogeology
- Module 10: Surface stresses
- Module 11: Technical business management
- Modules 12–13: Applications
- Module 14: Master thesis and colloquium

There is already a significant demand for specialists in this area and this requirement is likely to grow in the years ahead. The University's graduates therefore have excellent prospects of careers in a number of areas, including public bodies (mining authorities, building authorities, and environmental agencies), mining companies and their follow-up operations, earthworks contractors, foundation engineering and specialist civil engineering firms, specialised engineering consultants and drilling and tunnelling contractors. The broad-based and practically oriented field of work is not restricted to post-mining activities alone, for the course also teaches skills that qualify graduates to work on projects in the Eurocode 7 category 'geotechnical design'. The master's course is funded by the RAG Foundation, which also sponsors an endowed professorship.

3 Long-term liabilities of the German coal industry

The industry's long-term liabilities - also referred-to as 'eternity burdens' - comprise all the tasks and operations that will have to be undertaken on a long-term (i.e. permanent) basis in order to ensure that the former mining regions are properly looked-after and remain agreeable places in which to live. These tasks include:

- mine dewatering
- polder protection measures and
- groundwater remediation.

Long-term pumping operations in abandoned mine workings are required in order to protect against the infiltration of mine water into the drinking-water horizons. The RAG team in Herne is currently drawing up long-term mine dewatering plans for the various coalfield areas.

Mining-induced surface subsidence on a large scale has meant that entire areas are now below the water level of the Rhine, Ruhr, Lippe and Ems rivers. Surface pumping operations will therefore have to be maintained on a permanent basis in order to regulate the natural water balance in the polder zones.

The groundwater will also have to be purified in and around the sites of former coke-works.

From 2019 on the total cost of the 'eternity burdens' will be in the region of 220 mill. € per year (Figure 2). The financing of these operations will be one of the responsibilities of the RAG Foundation.

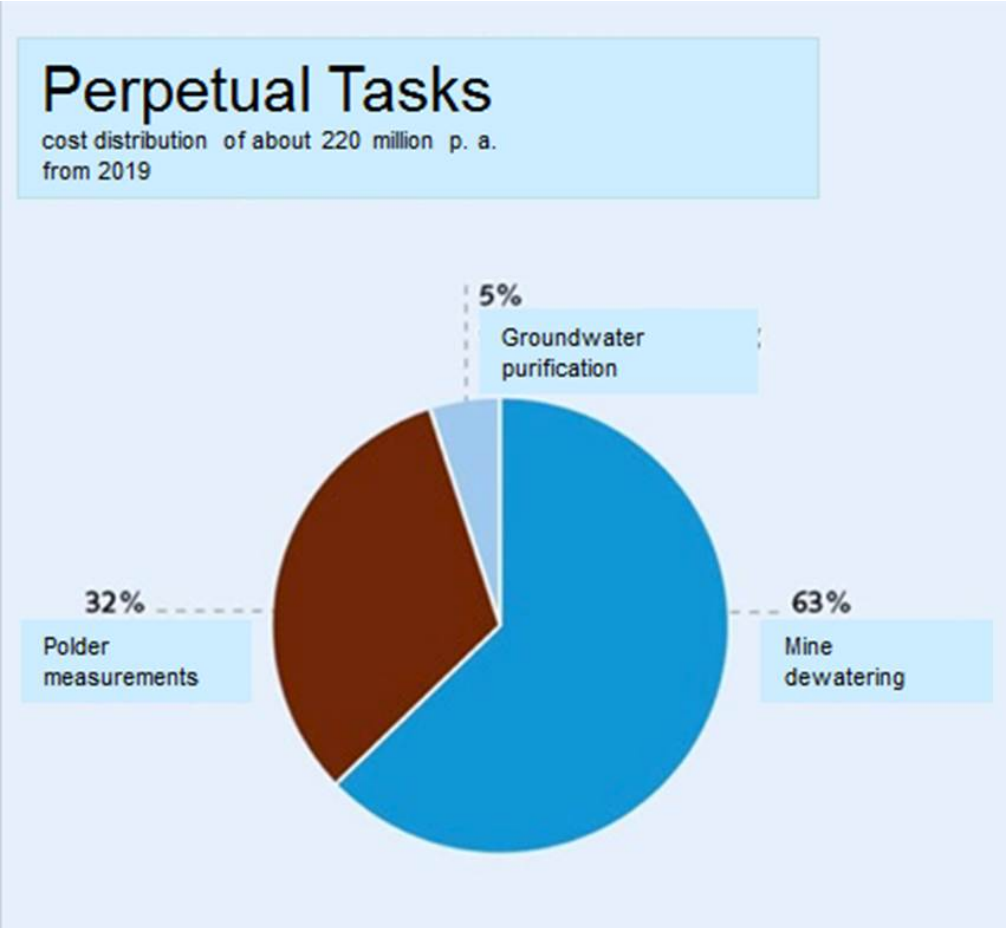


Figure 2: Long-term liabilities of the German coal industry (2)

The permanent upkeep of former mine workings and the elimination of mining subsidence are finite assignments and so do not come under 'long-term liabilities'. RAG will be setting aside provisions for these operations in its balance sheet.

4 Research Centre for the Post-mining Era

Preparations have to be put in place for the post-mining era. This means closing down the coal industry in an orderly fashion and sustainably managing the impact and legacy of decades of mining operations. Former mining sites and infrastructure will also have to be made available for practical development and utilisation projects. The Research Centre Post-Mining sees itself as the central point for dealing with the complex issues that will arise after coal mining ceases: its role will be to pool existing knowledge, identify new areas of research and undertake research of its own. The regions, companies, administrative bodies and other institutions affected by the closure of the coal industry will therefore have a capable and independent point of contact to deal with.

The Research Centre Post-Mining is an integral part of the University. While the Centre has its own set of specialist core skills, the diverse disciplines that are practised within the wider University - which has traditionally had a high mining content - help create an interdisciplinary network (Figure 3). As a result, the complex issues associated with the post-mining society can be tackled in a multi- and interdisciplinary way, thereby providing the central platform for the Research Centre.

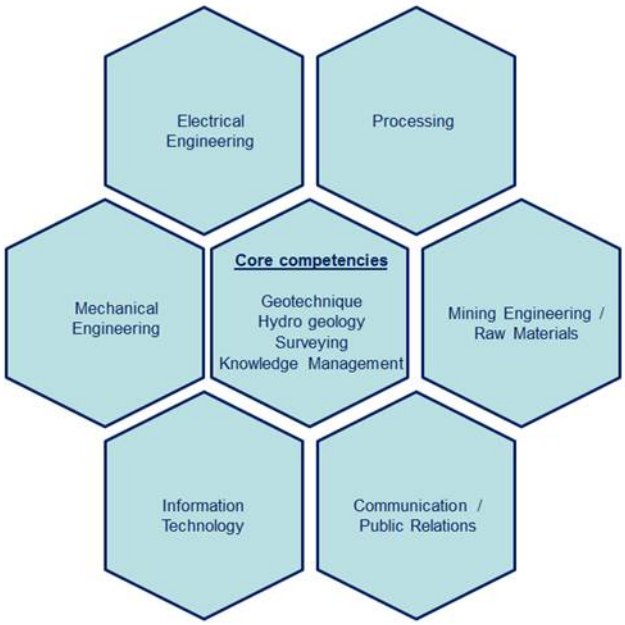


Figure 3: Interdisciplinary network supporting the Research Centre Post-Mining

As well as having its own University-based interdisciplinary set-up the Research Centre also has access to a comprehensive network of mining and former mining companies, public authorities, water boards and regional associations, industry organisations, consultative and administrative bodies and higher education establishments (Figure 4).

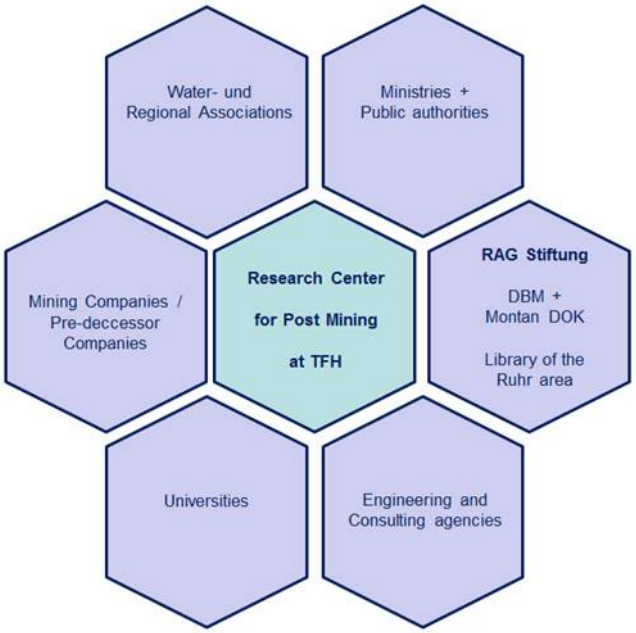


Figure 4: The Research Centre Post-Mining has access to a broad-based network of partners

The Research Centre has a wide remit that essentially comprises the following activities:

- research
- knowledge management and transfer
- teaching
- information and PR work and
- concrete working projects.

Research is the main feature of the Centre's work, with the long-term liabilities left by the coal industry providing the special focus of attention. These activities are centred on the key problem of mine water, which creates a whole range of issues associated with rising water levels. Impact studies

based on 'Experiences with rising mine-water levels in the disused coalfields of Germany and Europe' (3) are currently under way, this including an assessment of the flooding process as it affects certain individual areas. A survey is also being carried out of the bottom levels and water-bearing galleries of the Ruhr coalfield; along with separate investigations aimed at acquiring a temporal and spatial understanding of the density stratification in flooded mine shafts (4, 5). Innovative concepts for monitoring the rise in mine-water levels are also being examined and studies are under way into mine-water treatment and purification. Investigations are also being conducted into gas migration as mine-water levels rise and into the fundamental permeability of hydraulic barriers (6). The findings from this research work will help enormously in providing a record of rising mine-water levels and improving our basic understanding of this process.

The research centre for post mining was officially opened October 22, 2015 with more than 100 participants attending from industry, government, mining authorities, mining companies and water associations (Figure 5).



Figure 5: Official opening of the Research Centre Post-Mining

The broad-based network also includes international contacts, as the challenges facing post-mining societies have a global relevance. There is now real interest in the global debate on the best approach to be used when closing a mining facility and ensuring transparency (7).

Preserving the intellectual heritage of the mining industry is another eternity task that has to be tackled and in this the Research Centre Post-Mining sees itself as a central body for knowledge management and transfer. Mining know-how must be pooled, kept available and then passed on when required. This can be done through the medium of the master's course 'Geotechnical engineering and post-mining' as well as via specialist conferences, technical papers and public relations work. The third conference on 'The POST mining era in NRW', which was organised in conjunction with the Arnsberg District Government, was held in 2014 and attracted more than 200 participants. These conference events have focused on various themes (Figure 6) and provided an important regional platform for information, interaction and communication. An intensive PR campaign is doing much to build a broader understanding of the issues involved, thereby objectifying the often heated debate surrounding the post-mining society in general and the problem of rising mine-water levels in particular.



Figure 6: Conference 'The POST-mining era in NRW'

5 Conclusions and outlook

Learning to adapt to the post-mining era has now been recognised as a fundamental challenge for most mining countries around the world. This applies especially to Germany as it prepares for the final closure of its coal industry. The transfer of knowledge from scientific and research work can create the basis for a competent response to existing questions and will also help identify future opportunities and provide support and assistance for their implemen-

tation. The University's Research Centre Post-Mining is being funded jointly by the RAG Foundation, the regional government of North Rhine-Westphalia and the European Union. Its activities will ensure that the legacies of the mining industry are handled in a sustainable and responsible way and that the industry's intellectual heritage will be preserved, thereby opening up fresh prospects for the region as a whole.

References

(1) OTTO, F., MELCHERS, C. (2014): New master's course 'Geotechnical engineering and post-mining' at the Technical University of Applied Sciences Georg Agricola, Bochum, 14th Abandoned Mines Colloquium, Essen: VGE Verlag GmbH, pp. 320 – 325.

(2) RAG Foundation (2014): Eternity is a long time. Annual Report of the RAG Foundation 2013.

(3) MELCHERS, C., DOGAN, T. (2014): Study of mine flooding incidents in the coalfields of Germany and Europe. 14th Abandoned Mines Colloquium, Essen: VGE Verlag GmbH, pp. 300 – 305.

(4) MELCHERS, C., WESCHE, D., COLDEWEY, W.G. (2014): Formation of density stratification in the mine shafts of the Ruhr coalfield. 14th Abandoned Mines Colloquium, Essen: VGE Verlag GmbH, pp. 156 - 162.

(5) Melchers, C., Goerke-Mallet, P., Henkel, L., Coldewey, W. G., Wesche, D. (2015): Density stratification in flood water bodies as a contribution to better long-term water management. Mining Report Glückauf (151), issue 6/2015, pp. 503 - 510.

(6) COLDEWEY, W. G., WESCHE, D., RUDOLPH, T., MELCHERS, C. (2014): Methods for evaluating the hydraulic barrier effects of the Emscher Marl following the cessation of coal mining in Germany. An Interdisciplinary Response to Mine Water Challenges. Proceedings of the 12th Congress of International Mine Water Association, pp. 693 – 698.

(7) MELCHERS, C, GOERKE-MALLET, P. HENKEL, L., HEGEMANN, M. (2015): Experiences with mine closure in the European coal mining industry: An overview of the situation in Germany and adjacent regions. Mine Closure 2015 - Conference, Vancouver, Canada.

(8) MELCHERS, C, GOERKE-MALLET, P. (2015): Research Institute of Post-Mining, TFH Georg Agricola University of Applied Sciences, Bochum – Strategies, Activities and Research Priorities. Mining Report Glückauf (151), issue 6/2015, pp. 474 - 479.

Koszty ponoszone na poprawę bezpieczeństwa i higieny pracy oraz uzyskane z tego tytułu wyniki na przykładzie Kompanii Węglowej S.A.

Andrzej Pakura
Kompania Węglowa S.A.

Grzegorz Ochman
Kompania Węglowa S.A.

Anna Wiśniewska
Kompania Węglowa S.A.

STRESZCZENIE: W dzisiejszych realiach ekonomicznych funkcjonowania w Polsce górnictwa węgla kamiennego, każdy z elementów wpływających na ostateczny wynik finansowy przedsiębiorstwa musi być szczegółowo analizowany. Stanowi bowiem koszt prowadzenia działalności gospodarczej. Ważnym elementem kosztów prowadzenia działalności produkcyjnej są koszty związane z bezpieczeństwem i higieną pracy, gdyż proces BHP stanowi integralną cześć funkcjonowania każdego przedsiębiorstwa. W referacie przedstawiono koszty bezpieczeństwa ponoszone w Kompanii Węglowej S.A.
W artykule przedstawiono założenia i wyniki realizowanego w kopalniach KW S.A., w latach 2009-2015 Planu poprawy BHP. Przedstawiono również w jaki sposób KW S.A. włączyła się w realizację celu zawartego we „Wspólnotowej strategii na rzecz bezpieczeństwa i higieny pracy na lata 2007-2012", którym było zmniejszenie liczby wypadków przy pracy i chorób zawodowych w ciągu 6 lat o 25% w każdym państwie członkowskim.

SŁOWA KLUCZOWE: Bezpieczeństwo i higiena pracy, górnictwo, wypadek przy pracy, koszt bezpieczeństwa, profilaktyka wypadkowa, składka na ubezpieczenie wypadkowe

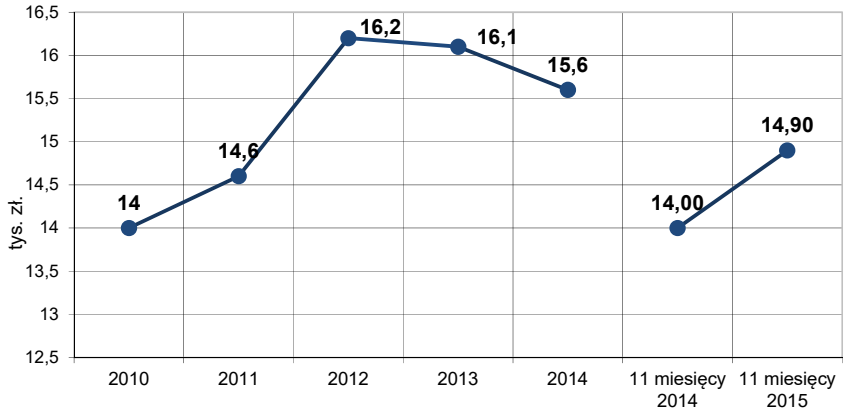
1. WPROWADZENIE

Sprawne i skuteczne funkcjonowanie organizacji takiej jak przedsiębiorstwo górnicze, wymaga oprócz realizacji bieżących, zobligowanych przepisami prawa standardowych działań, poszukiwania i wdrażania nowoczesnych rozwiązań w obszarze bezpieczeństwa i higieny pracy. Z kolei to wymaga przeprowadzania ciągłych analiz dostarczających informacji do podejmowania ekonomicznie uzasadnionych decyzji w procesie planowania działań w systemie zarządzania BHP. W ramach tych analiz monitorowane są koszty BHP jak i ocena skuteczności podejmowanych działań w obszarze BHP.
Działania prewencyjne zapewniające bezpieczeństwo i ochronę zdrowia pracowników realizowane są w Kompanii Węglowej S.A. w stopniu znacznie przewyższającym wymogi obowiązujących przepisów. Z doświadczenia wynika, że wyższe koszty BHP prowadzą do wzrostu po-

ziomu bezpieczeństwa i poprawy warunków pracy, tym samym ograniczając negatywne koszty BHP związane z wypadkami przy pracy i niewłaściwymi warunkami środowiska pracy. Koszty bezpieczeństwa i higieny pracy w przedsiębiorstwie, na które składają się nakłady na cele BHP oraz koszty wypadków przy pracy są stale ewidencjonowane. Analiza tych kosztów pozwala na dokonanie oceny skuteczności funkcjonowania systemu zarządzania BHP ale przede wszystkim na ujawnieniu konkretnych korzyści ekonomicznych, jakie wynikają ze skutecznego zarządzania bezpieczeństwem i higieną pracy.
Ponadstandardowe działania prowadzone w KW S.A. służące ciągłemu doskonaleniu systemu zarządzania BHP wpisują się w politykę Unii Europejskiej w obszarze bezpieczeństwa i higieny pracy, który zgodnie z art. 137 Traktatu WE stanowi jeden z ważniejszych jej aspektów. Na mocy tego artykułu została opracowana „Wspólnotowa strategia na rzecz bezpieczeństwa i higieny pracy na lata 2007-2012", w której jako cel ogólny zaproponowano zmniejszenie liczby wypadków przy pracy i chorób zawodowych w ciągu 6 lat tj. do 2012 roku o 25% w każdym państwie członkowskim. Kompania Węglowa S.A. jako wiodący producent węgla w Europie wpisało się w tą strategię tworząc Plan poprawy bezpieczeństwa i higieny pracy na lata 2009-2015, którego celem jest zmniejszenie liczby wypadków przy pracy i chorób zawodowych oraz poprawa higienicznych warunków pracy.

2. NAKŁADY NA CELE BHP

Na zapewnienie właściwego poziomu bezpieczeństwa i higieny pracy załogi zgodnego z obowiązującymi przepisami, Kompania Węglowa S.A. przeznacza środki finansowe zgrupowane w 26 pozycjach stanowisk kosztów na które składają się: profilaktyka zagrożeń naturalnych, posiłki profilaktyczne i napoje, odzież ochronna i sprzęt ochrony osobistej, urządzenia higieniczno sanitarne, szkolenia, medycyna pracy oraz ratownictwo górnicze.
Nakłady na cele BHP podlegają procesowi monitorowania w okresach miesięcznych i są mierzone trzema wskaźnikami:
- wielkością nakładów w przeliczeniu na tonę wydobycia (zł/pracownika),
- wielkością nakładów w przeliczeniu na jednego pracownika (tys. zł/pracownika),
- udziałem nakładów na bhp w kosztach na działalność produkcyjną (%).



Rys. 1. Nakłady na cele BHP w przeliczeniu na jednego pracownika
Figure 1. OHS compliance costs per employee

3. PLAN POPRAWY BHP NA LATA 2009-2015

3.1. *Geneza powstania Planu poprawy BHP na lata 2009-2015*

Konieczność opracowania planu poprawy bezpieczeństwa i higieny pracy zrodziła potrzebę przeprowadzenia usystematyzowanej analizy silnych i słabych stron przedsiębiorstwa. Szczegółowa analiza uwzględniająca czynniki takie jak stan zatrudnienia, występujące w kopalniach zagrożenia naturalne towarzyszące eksploatacji, wypadkowość: przyczyny wypadków, niebezpieczne wydarzenia powodujące wypadki oraz czynności wykonywane przez poszkodowanych w chili wypadku, miała przynieść rezultat w postaci planu, którego celem nadrzędnym było stałe zmniejszanie liczby wypadków przy pracy i chorób zawodowych oraz poprawa higienicznych warunków pracy, w sposób zrównoważony i jednolity. Analiza ta była ściśle powiązana z analizą otoczenia – z analizą szans i zagrożeń z niego płynących. W celu określenia palety przedsięwzięć, jakie należy podjąć uwzględniając układ odniesienia wynikający z przyjęcia celu jakim było obniżenie o 25% ilości wypadków, wykorzystano metodę SWOT i jej bardziej rozbudowany, ale i bardziej wnikliwy model TOWS/SWOT. Pozwoliło to na wypracowanie sugestii, jaki typ strategii postępowania w konkretnej konfiguracji firmy i jej otoczenia powinien być przyjęty dla bardziej efektywnego osiągnięcia celu. Analizę przeprowadzono uwzględniając następujące założenia: produkcja węgla - 42,1 mln ton, zatrudnienie - 63 500 pracowników, nakłady inwestycyjne - 900 mln zł. Analiza nie uwzględniała skutków inflacji oraz zmiany wydobycia, zatrudnieniu i wielkości nakładów inwestycyjnych w stosunku do 2009 roku. W pierwszym etapie dokonano dekompozycji kluczowych obszarów na działania operacyjne. Dla wybranych obszarów wytypowano szereg czynników wewnętrznych – sił i słabości firmy oraz zewnętrznych szans i zagrożeń płynących z otoczenia.

Tablica 1. Analiza SWOT – lista zagadnień strategicznych do Planu na lata 2009 – 2015
Table 1. SWOT analysis - list of strategic issues to the Plan for years 2009 – 2015

Czynniki wewnętrzne	Czynniki zewnętrzne
SILNE STRONY	SZANSE
Doświadczona kadra kierownicza	Podniesienie wśród społeczeństwa (w tym pracowników), poziomu autotelicznej wartości bezpieczeństwa i higieny pracy
Rozbudowany system monitoringu zagrożeń i przepływu informacji dotyczących bezpieczeństwa	Zaangażowanie pracowników i ich przedstawicieli w działania na rzecz poprawy bhp
Zaplanowane wydatkowanie odpowiednich środków finansowych na cele BHP	Obniżenie kosztów ponoszonych z tytułu składki na ubezpieczenie wypadkowe z możliwością wykorzystania na cele BHP
Wdrożony system zarządzania bezpieczeństwem i polityka bezpieczeństwa uzgodniona z przedstawicielami pracowników	Ustabilizowany perspektywicznie poziom zbytu i przychodu
	Rozwój techniki górniczej w tym systemów monitoringu zagrożeń
SŁABE STRONY	ZAGROŻENIA
Wysoki poziom zagrożeń naturalnych	Prognozowany wzrost zagrożeń naturalnych

Niedostateczny system dowozu załogi na stanowiska pracy pod ziemią	Brak instrumentów finansowych dla pozyskania pracowników z kwalifikacjami wymaganymi w ruchu zakładu górniczego, w tym dla służb BHP
Mało innowacyjny park maszynowy	Wprowadzanie do obrotu wyrobów na zasadach ogólnych, bez uwzględnienia występujących zagrożeń naturalnych
Duża liczba pracowników nowoprzyjętych nie posiadających odpowiedniego wykształcenia technicznego, jednoczesny ubytek doświadczonych pracowników	Trudności w pozyskiwaniu załogi na rynku z powodu niedostatecznego szkolnictwa zawodowego

Uzyskane wyniki przeprowadzonej analizy wskazały jednocześnie, że najbardziej pożądanym wariantem działania było przyjęcie strategii agresywnej. W przyjętym układzie odniesienia strategia taka polegać miała na maksymalnym wykorzystaniu efektu synergii, występującego między silnymi stronami i szansami generowanymi przez otoczenie. Była to zatem strategia ekspansji i zdywersyfikowanego rozwoju wykorzystująca pojawiające się szanse.
Na podstawie wyników analizy został opracowany Plan poprawy BHP na lata 2009 – 2015.
Przeprowadzona w obszarze bezpieczeństwa i higieny pracy analiza oraz podjęta na jej podstawie agresywna strategia poprawy bhp, skłoniła do podjęcia zadań, które zaplanowano w ośmiu przedsięwzięciach:

- Przedsięwzięcie nr I. Zwalczanie zagrożeń naturalnych (12 zadań)
- Przedsięwzięcie nr II. Wymiana i modernizacja parku maszynowego (12 zadań)
- Przedsięwzięcie nr III. Poprawa transportu ludzi na stanowiska pracy (8 zadań)
- Przedsięwzięcie nr IV. Poprawa warunków higienicznych na stanowiskach pracy (7 zadań)
- Przedsięwzięcie nr V. Polityka zatrudnieniowa (5 zadań)
- Przedsięwzięcie nr VI. Szkolenia i podnoszenie kwalifikacji (6 zadań)
- Przedsięwzięcie nr VII. Środki ochrony, urządzenia zabezpieczające (7 zadań)
- Przedsięwzięcie nr VIII. Podniesienie rangi służb BHP (5 zadań).

3.2. *Planowane efekty wdrożenia Planu poprawy BHP na lata 2009 - 2015*

Opracowany w Kompanii Węglowej S.A. Plan poprawy BHP na lata 2009 - 2015, uwzględniający tezy ww. strategii jak również prognozowaną wielkość zagrożeń naturalnych towarzyszących eksploatacji oraz aktualny stan bezpieczeństwa i higieny pracy zakładał, przy pełnej realizacji wyżej wymienionych przedsięwzięć, wymierne efekty w postaci:

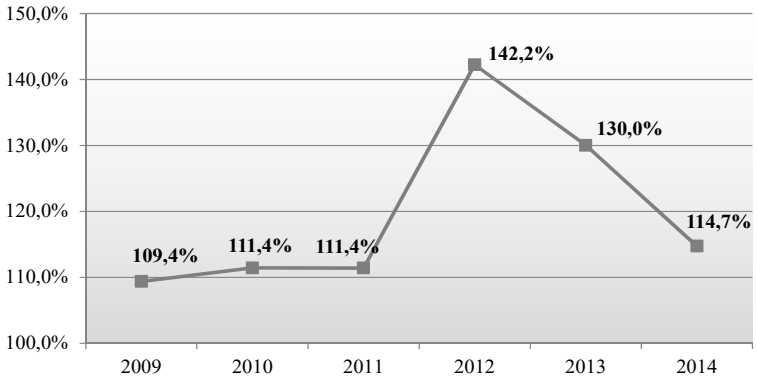
- zmniejszenia liczby wypadków przy pracy,
- ograniczenie ryzyka zawodowego, powodowanego przez hałas, pyły szkodliwe dla zdrowia i substancje chemiczne,
- ograniczenie liczby stanowisk, na których występują warunki szkodliwe lub uciążliwe dla zdrowia.

Założono, że realizacja przedsięwzięć ujętych w Planie poprawy BHP na lata 2009-2015, powinna według analiz skutkować obniżeniem wypadków przy pracy w stosunku do roku 2009 o około 27%, co wpisywało się cel sformułowany w „Krajowej strategii na rzecz bezpieczeństwa i higieny pracy na lata 2007-2012" czyli ograniczenia liczby wypadków o 25%.

4. REALIZACJA PLANU POPRAWY BHP NA LATA 2009-2015 I OSIĄGNIĘTE Z TEGO TYTUŁU EFEKTY

4.1. *Realizacja Planu poprawy BHP na lata 2009 – 2015*

Dla osiągnięcia zakładanego celu zgodnie z przeprowadzoną analizą, Kompania Węglowa S.A. przyjęła strategię, w ramach której na realizowane przedsięwzięcia i zadania w latach 2009-2015 zaplanowano środki finansowe w kwocie około 4,7 mld zł.
Realizacja przedsięwzięć i zadań ujętych w programie poprawy BHP na lata 2009-2015 wymagała stałego monitorowania.
W związku z powyższym, w okresach kwartalnych prowadzono analizy i oceny stanu bhp w aspekcie ilości wypadków oraz ponoszonych wydatków celem wprowadzenia ewentualnych weryfikacji Planu.
Z uwagi na dynamiczną zmianę czynników jakie zostały wzięte pod uwagę przy tworzeniu planu w trakcie jego realizacji pojawiły się trudności, które mogły stać się powodem do ograniczenia realizacji niektórych przedsięwzięć. Pomimo występujących w branży trudności KW S.A. zrealizowała założony plan, kierując się potrzebą zapewnienia jak najlepszej ochrony zdrowia i życia pracowników. Realizację przyjętego planu obrazuje poniższy wykres.



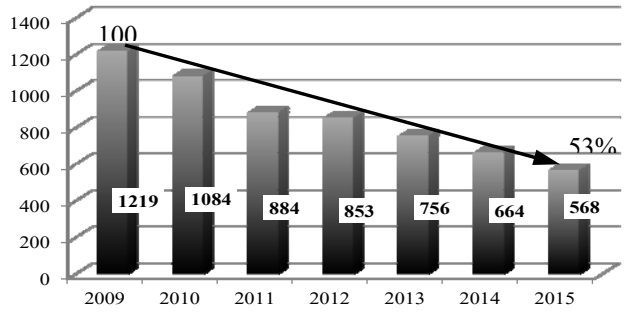
Rys. 2. Realizacja Planu poprawy BHP na lata 2009-2015 w KW S.A.
Figure 2. Implementation of the OHS improvement plan for the years 2009-2015 in KW S.A.

4.2. *Efekty wynikające z Planu poprawy BHP na lata 2009-2015*

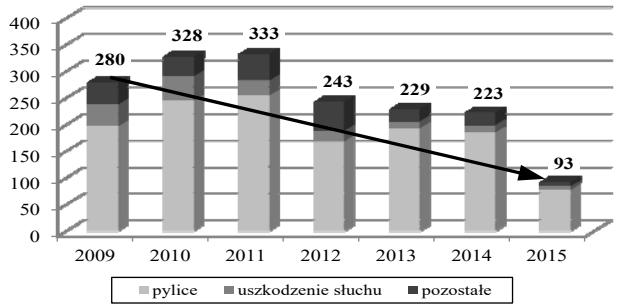
Realizowany Plan poprawy BHP na lata 2009 - 2015 przyniósł wymierne korzyści w dwóch obszarach. Poprawił wskaźniki o charakterze ilościowym jak i również jakościowym.
Realizacja planu doprowadziła do poprawy wskaźników ilościowych w zakresie:

- liczby wypadków przy pracy,
- obniżenia liczby chorób zawodowych,
- znaczącego ograniczenia liczby osób zatrudnionych w warunkach narażenia na czynniki niebezpieczne, szkodliwe i uciążliwe,
- obniżenia składki na ubezpieczenie wypadkowe,

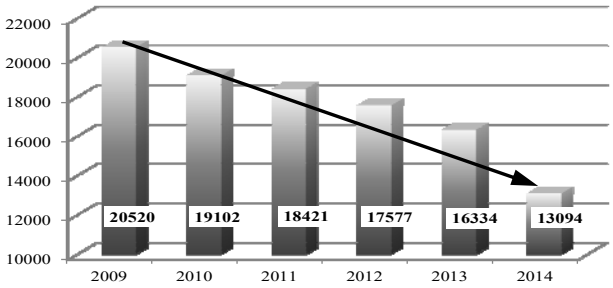
co przedstawiają poniższe wykresy.



Rys. 3. Wypadki przy pracy w okresie obowiązywania Planu poprawy BHP na lata 2009 – 2015 w KW S.A.
Figure 3. Accidents at work in the period of applying of the OHS improvement plan for the years 2009 – 2015 in KW S.A.

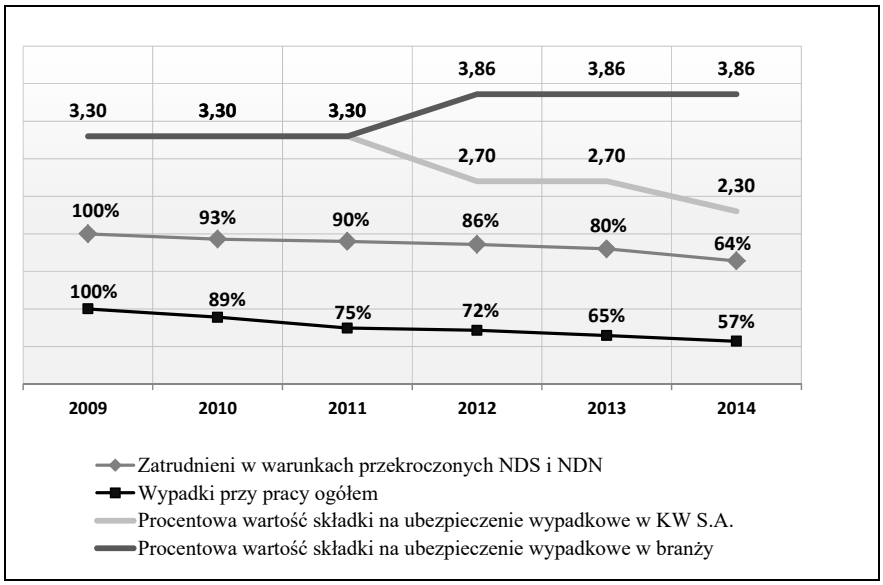


Rys. 4. Choroby zawodowe w okresie obowiązywania Planu poprawy BHP na lata 2009 – 2015 w KW S.A.
Figure 4. Occupational diseases in the period of applying of the OHS improvement plan for the years 2009 – 2015 in KW S.A.



Rys. 5. Zatrudnienie w warunkach przekroczenia NDS i NDN w okresie obowiązywania Planu poprawy BHP na lata 2009 – 2015 w KW S.A.
Figure 5. Employed under conditions at which MAC and MAL were exceeded in the period of applying of the OHS improvement plan for the years 2009 – 2015 in KW S.A.

Dzięki odpowiednim środkom finansowym przeznaczonym na zapewnienie prawidłowego poziomu BHP, zgodnego z obowiązującymi przepisami i innym działaniom, przede wszystkim inwestycjom służącym poprawie stanu BHP, wraz z poprawą stanu bezpieczeństwa i higieny pracy osiąganego w przedsiębiorstwie, poza niewymiernymi wartościami jakimi jest bezpieczeństwo i zdrowie zatrudnionych, w latach 2012 – 2014 zaoszczędzono na ubezpieczeniu wypadkowym kwotę ponad 170 mln zł. Poprawa parametrów bezpieczeństwa pracy przekłada się na obniżenie kategorii ryzyka, co pozwala na obniżenie składki wypadkowej. Wyniki realizacji planu zostały zobrazowane na poniższym wykresie.



Rys. 6. Składka na ubezpieczenie wypadkowe na tle liczby wypadków przy pracy i liczby osób zatrudnionych w warunkach zagrożenia

Figure 6. Occupational accident insurance contribution versus the number of occupational accidents and the number of persons employed under hazardous work conditions

Obniżenie liczby wypadków o ponad 40% zapewniło realizację celu zawartego we „Wspólnotowej strategii na rzecz bezpieczeństwa i higieny pracy … ", jakim było zmniejszenie liczby wypadków przy pracy i chorób zawodowych w ciągu 6 lat o 25%.

Obniżenie liczby stanowisk pracy z przekroczeniami NDS i NDN poza korzyściami dla przedsiębiorstwa przekłada się także na korzyści w skali makroekonomicznej. Korzyści te są związane głównie ze zmniejszeniem wydatków ZUS na świadczenia spowodowane niewłaściwymi warunkami pracy (np. renty, jednorazowe odszkodowania, zasiłki chorobowe, świadczenia rehabilitacyjne), co jednocześnie wpływa na zmniejszenia obciążenia tymi wydatkami budżetu państwa. Dla samego przedsiębiorstwa pozytywne wyniki realizacji planu przekładają się na zmniejszenie ogólnych kosztów funkcjonowania firmy na skutek poprawy warunków pracy, co wpłynęło na ww. obniżenie wielkości składki odprowadzanej na ubezpieczenie społeczne z tytułu wypadków przy pracy i chorób zawodowych. Realizacja przedsięwzięć zawartych

w planie spowodowała znaczącą poprawę warunków pracy, co przekłada się, m.in. na zwiększenie wydajności pracy oraz zwiększenie konkurencyjności przedsiębiorstwa.
Realizacja planu poza wyżej wymienionymi korzyściami w wymiarze ekonomicznym przyczynia się również do ograniczenia strat w sferze moralnej.
Poprawa wskaźników o charakterze jakościowym ma wpływ na doskonalenie systemu zarządzania bhp, struktur i procesów obowiązujących w przedsiębiorstwie. Przełożyło się to na m.in. na:

- skuteczniejsze informowanie pracowników o sprawach z zakresu bhp,
- bardziej świadomą załogę,
- lepszy nadzór nad warunkami pracy,
- pozytywną współzależność między istnieniem przedstawicieli ds. bhp w miejscu pracy a lepszą wydajnością,
- podniesienie skuteczności ochrony zdrowia,

W tym zakresie zrealizowano m.in. działania takie jak:

- promowanie kultury bezpieczeństwa,
- rozwój metody oceny ryzyka, stanowiącej stały proces, a nie jednorazowy obowiązek,
- powszechne wprowadzenie małej mechanizacji,
- upowszechnienie stosowania stalowych podestów na drogach dojścia załogi do miejsc pracy,
- instalacja nowoczesnych systemów zabezpieczających przed upadkiem z wysokości,
- rozbudowa instalacji poprawiających higieniczny komfort pracy – kurtyny wodne, ekrany akustyczne, kabin dźwiękochłonnych, urządzeń klimatycznych,
- współpraca z psychologami m.in. w procesie zatrudniania pracowników, jak również wsparcia w okresie ich zatrudnienia,
- promowanie wiedzy bhp w ramach cyklicznych konkursów „Pracuję bezpiecznie”.

5. AKTUALNE KIERUNKI POPRAWY BEZPIECZEŃSTWA I HIGIENY PRACY

Zrealizowany w Kompanii Węglowej S.A. Plan poprawy bezpieczeństwa i higieny pracy na lata 2009 – 2015 przynosząc pozytywne efekty stał się powodem do stworzenia kolejnego udoskonalonego planu, uwzględniającego aktualne uwarunkowania ekonomiczne, społeczne i demograficzne. Ponadto Kompania Węglowa S.A. tworząc nowy plan włącza się do realizacji kolejnego programu „Poprawa bezpieczeństwa i warunków pracy’’ III etap: lata 2014 – 2016, który jest wieloletnim głównym instrumentem realizacji Strategii Unii Europejskiej w zakresie BHP. Jego podstawowym zadaniem jest opracowanie innowacyjnych rozwiązań organizacyjnych i technicznych oraz rozwój nowych wyrobów i technologii, które - wykorzystane w praktyce - przyczynią się do znacznego ograniczenia liczby zatrudnionych w warunkach niebezpiecznych, szkodliwych i uciążliwych dla zdrowia. Przy opracowywaniu nowego planu uwzględniono zupełnie inny niż poprzednio punkt wyjścia. Ocena obecnej sytuacji obejmuje analizę aktualnych problemów, możliwości i zagrożeń. Przy uwzględnieniu powyższego dokonano nowej analizy, w której zdiagnozowano kluczowe czynniki mające wpływ na realizację planu, które przedstawiono w poniższej tabeli.

Tabela 2. Analiza SWOT – lista zagadnień strategicznych do Planu na lata 2016 – 2017
Table 2. SWOT analysis - list of strategic issues to the Plan for years 2016 – 2017

Czynniki wewnętrzne	Czynniki zewnętrzne
SILNE STRONY	SZANSE
Wdrożony i certyfikowany system zarządzania bezpieczeństwem i higieną pracy	Dalsze zmniejszanie liczby wypadków przy pracy,
Rozbudowany system monitoringu zagrożeń i przepływu informacji dotyczących bezpieczeństwa	Poprawa ochrony przed chorobami związanymi z pracą w drodze wyeliminowania istniejących, nowych i pojawiających się zagrożeń
Dobrze zorganizowany system ratownictwa	
	Obniżenie kosztów ponoszonych z tytułu składki na ubezpieczenie wypadkowe
SŁABE STRONY	ZAGROŻENIA
Wysoki poziom zagrożeń naturalnych	Niska, spadająca cena węgla
Niedostateczny system dowozu załogi na stanowiska pracy pod ziemią	Brak zrównoważenia popytu i podaży na wewnętrznym rynku węgla

Patrząc przez pryzmat lat ubiegłych można spodziewać się dalszego pogorszania się czynników otaczających przedsiębiorstwo, dlatego też ogromne znaczenie w tym wypadku miało krytyczne spojrzenie na obecną sytuację, gdyż tylko wtedy możliwe jest wyznaczenie realistycznych celów.
Nowy Plan na lata 2016-2017 będzie zatem szeregiem wyzwań w zakresie bezpieczeństwa i higieny pracy ze względu na to iż przez ostatnie 6 lat osiągnięty już został określony poziom rozwoju w zakresie BHP.
Opracowany nowy plan poprawy bezpieczeństwa i higieny pracy jest w pewnym zakresie kontynuacją Planu realizowanego w Kompanii Węglowej S.A. w latach 2009-2015. Plan poprawy BHP, uwzględniający prognozowaną wielkość zagrożeń naturalnych towarzyszących eksploatacji oraz aktualny stan bezpieczeństwa i higieny pracy winien przynieść, przy pełnej realizacji przedsięwzięć, o których mowa w rozdziale 7 Planu, wymierne efekty w postaci:
- stałego zmniejszania liczby wypadków przy pracy poprzez wprowadzanie skutecznych i wydajnych środków w zakresie zapobiegania zagrożeniom,
- poprawy ochrony przed chorobami związanymi z pracą w drodze wyeliminowania istniejących, nowych i pojawiających się zagrożeń.

PODSUMOWANIE

Analiza kosztów bezpieczeństwa i higieny pracy pokazuje ścisłą zależność pomiędzy nakładami poniesionymi na profilaktykę a wypadkami przy pracy. Przeznaczając więcej nakładów na cele bhp minimalizujemy tym samym ilość wypadków przy pracy. Dlatego też wszelkie działania wynikające z planu poprawy bhp są korzystne nie tylko z uwagi na obniżenie kosztów z tytułu wypadków przy pracy i chorób zawodowych, ale przede wszystkim ze względu na zapewnienie pracownikom ochrony zdrowia i ich życia na wysokim poziomie.

Ponadto niektóre działania zawarte w planie, zapewniając bezpieczeństwo pracy przyczyniają się także do wzrostu jakości i wydajności pracy, co pozytywnie wpływa na wynik ekonomiczny przedsiębiorstwa.
Prowadzenie rejestru działań w zakresie bezpieczeństwa i higieny pracy w formie Planu poprawy bezpieczeństwa i higieny pracy pozwala na dokładne monitorowanie obszaru BHP. Daje to możliwość dokonania rzetelnej oceny skuteczności systemu zarządzania BHP oraz planowania w świadomy sposób działań na przyszłość.

RYSUNKI

Rys. 1. Nakłady na cele BHP w przeliczeniu na jednego pracownika
Rys. 2. Realizacja Planu poprawy BHP na lata 2009-2015 w KW S.A.
Rys. 3. Wypadki przy pracy w okresie obowiązywania Planu poprawy BHP na lata 2009 – 2015 w KW S.A.
Rys. 4. Choroby zawodowe w okresie obowiązywania Planu poprawy BHP na lata 2009 – 2015 w KW S.A.
Rys. 5. Liczba zatrudnionych na stanowiskach pracy, na których stwierdzono przekroczenia NDS i NDN w okresie obowiązywania Planu poprawy BHP na lata 2009 – 2015 w KW S.A.
Rys. 6. Składka na ubezpieczenie wypadkowe na tle liczby wypadków przy pracy i liczby osób zatrudnionych w warunkach zagrożenia

TABELE

Tabela 1. Analiza SWOT – lista zagadnień strategicznych do Planu na lata 2009-2015
Tabela 2. Analiza SWOT – lista zagadnień strategicznych do Planu na lata 2016-2017

LITERATURA

[1] Szlązak Jan, Szlązak Nikodem: „Bezpieczeństwo i higiena pracy". AGH uczelniane wydawnictwa naukowo-dydaktyczne; Kraków 2005
[2] Jan Rzepecki „Bhp w przedsiębiorstwie - model analizy kosztów i korzyści", Bezpieczeństwo pracy, 2002, nr 10
[3] Pawłowska Z., Rzepecki J. Zarządzanie bhp w przedsiębiorstwie. Aspekty ekonomiczne. Inspektor Pracy, 2001, nr 4 (218)
[4] Rączkowski Bogdan: BHP w praktyce; Wydanie XV; ODDK Gdańsk 2014

Costs Incurred to the Improvement in the Safety and Workplace Hygienes and Results Get from this Title on the Example of Kompania Węglowa S.A.

In today's economic realities in Poland concerning functioning of the coal mining industry, each item influencing the corporate final outcome must be analyzed in details. The reason for this is that it consists on the cost of conducting business activity. A significant part of expendi-

tures for handling production activities is related with occupational health and safety, while the OHS process is an integral part of business activities carried out by each enterprise.
In the paper are presented safety costs incurred by Kompania Węglowa S.A. In the paper are presented assumptions and results carried out in mines of KW S.A., in years 2009-2015 of the Occupational health and safety improvement plan.
They also presented in what way KW S.A. joined in the accomplishment of the purpose included in "Community Strategy on health and safety at work 2007-2012" which specifies the general objective as reducing the number of accidents at work and occupational diseases within the period of 6 years, that is until 2012 by 25% in each member state of the UE.

Zwiększenie efektywności strzelania selektywnego przy zastosowaniu zapalników elektronicznych eDev II w kopalniach rud

Wojciech Ostiadel, Marcin Szumny
Orica Poland Sp. z o.o.

STRESZCZENIE: W czasie prowadzenia robót górniczych w kopalniach podziemnych, które polegają na urobieniu wyznaczonej partii złoża przy użyciu MW zachodzi czasem konieczność urobienia części skały płonnej ze względu na posiadane określonego sprzętu lub bardzo małą miąższość złoża. W procesie tym skała płonna jest balastem, który obniża zawartość metalu w urabianej rudzie i ma duży wpływ na efektywność całego procesu produkcyjnego. Istnieje wiele technologii oddzielenia skały płonnej od złoża, ale jedną z najbardziej ekonomicznych jest tzw. strzelanie selektywne, które polega na takim urobieniu przodka, aby w usypie w sposób zdecydowany uzyskać oddzielenie skały płonnej od rudy. Zastosowanie nowoczesnych systemów inicjacji elektronicznej umożliwia opracowanie i zastosowanie selektywnego urabiania złoża w różnych warunkach geotechnicznych i przy różnym układzie skała płonna – ruda. W artykule przedstawiono możliwości uzyskania zadawalającego efektu przy użyciu zapalników elektronicznych eDev II.

SŁOWA KLUCZOWE: Roboty strzałowe, strzelanie selektywne

1. CZYNNIKI WPŁYWALĄCE NA URABIANIE SKAŁ

Wykonywanie robót strzałowych w celu uzyskania określonych efektów (ekonomicznych, określonej ilości i jakości urobku rudy) można wyrazić, jako funkcję E:

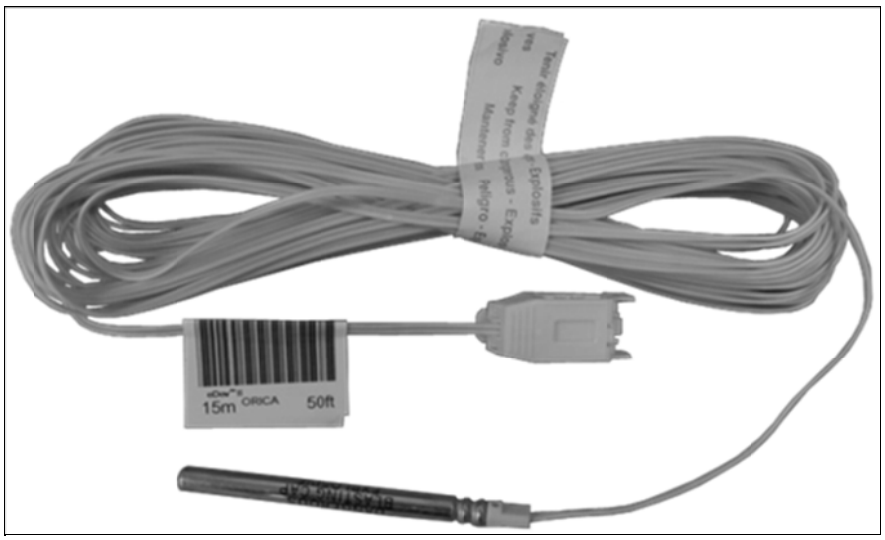
$$E = f(M, T, MW) \tag{1}$$

gdzie: M – własności masywu skalnego,
T – r odzaj stosowanej techniki strzałowej,
W – własności materiału wybuchowego

Funkcja ta jest możliwa do określenia głównie na podstawie strzelań doświadczalnych na podstawie których, należy określić zależności empiryczne. W czasie tych strzelań można wyznaczyć lub zoptymalizować zależność od jednego czynnika np. średnicy otworu strzałowego lub prędkości detonacji MW

2. SYSTEM ODPALANIA ZAPALNIKAMI ELEKTRONICZNYMI eDev II

Zapalnik elektroniczny eDev II programowalny (nr iden. MW-PL-28/13-P\D z dnia 28 maja 2013 – zapalnik elektroniczny, skalny, programowalny z czasem opóźnienia od 0 do 20 000 ms, zawierający materiał wybuchowy PETN) jest jednym z elementów wchodzących w skład Systemu eDev II. System eDev II jest elektronicznym systemem inicjacji materiałów wybuchowych. Zapalnik elektroniczny eDev II jest zapalnikiem programowalnym, co oznacza, że można mu nadawać dowolne opóźnienia czasowe, w przewidzianym przez producenta zakresie. Cechą charakterystyczną zapalnika elektronicznego eDev II programowalnego, w odróżnieniu do konwencjonalnych zapalników pirotechnicznych, jest posiadanie wbudowanego układu elektronicznego, który pozwala na komunikację ze sprzętem strzałowych wchodzącym w skład Systemu eDev II, realizuje on opóźnienie czasowe i oraz pełni funkcje kontrolne.



Rys. 1. Zapalnik elektroniczny eDev II [1]
Figure 1. Electronic detonator eDev II [1]

Elektroniczny zapalnik eDev II posiada Świadectwo badania typu WE nr ENB/D/179/12 wydane przez GB Explosives Notified Body, Health & Safety Laboratory, w dniu 14 sierpnia 2012 roku. Zapalnik elektroniczny eDev II odpowiada wymaganiom Dyrektywy 93/15/EEC, z zastrzeżeniem, że nie może być stosowany w warunkach gdzie występuje zagrożenie wybuchem metanu lub pyłu węglowego.

Klasyfikowane w dwóch klasach (ADR):

1. UN 0030 1.1B,
2. UN 0456 1.4S.

System eDev II może być stosowany w dwóch konfiguracjach:

a) zapalnik elektroniczny eDevII, Blast Box 610/610C, eDev II Tester i scaner 125, lub
b) zapalnik elektroniczny eDev II, Blast Box610/610C i scaner 260.

Systemy te współpracują z centralnym elektronicznym systemem odpalania i-kon CEBS.

Tabela 1. Parametry techniczne zapalnika eDev II [1]
Table 1. eDev II – Technical data [1]

Parametr	**Wartość**
Masa i rodzaj pierwotnego ładunku MW	Azydek ołowiu 120 mg
Masa i rodzaj wtórnego ładunku MW	Pentryt 780 mg
Materiał łuski	Miedź / stop miedzi i cynku
Długość i średnica łuski	89 mm / 7,5 mm
Materiał i średnica przewodu zapalnika	Stal pokryta miedzią 0,6 mm
Kolor izolacji przewodu	Żółty
Materiał izolacji	Polipropylen
Wytrzymałość przewodów na rozciąganie	200 N
Wodoodporność na ciśnienie hydrostatyczne	10 bar / 7 dni
Zakres dostępnych programowalnych opóźnień	0 – 20.000 ms
Minimalny interwał	1 ms
Dokładność opóźnień	+/- 0,01 %

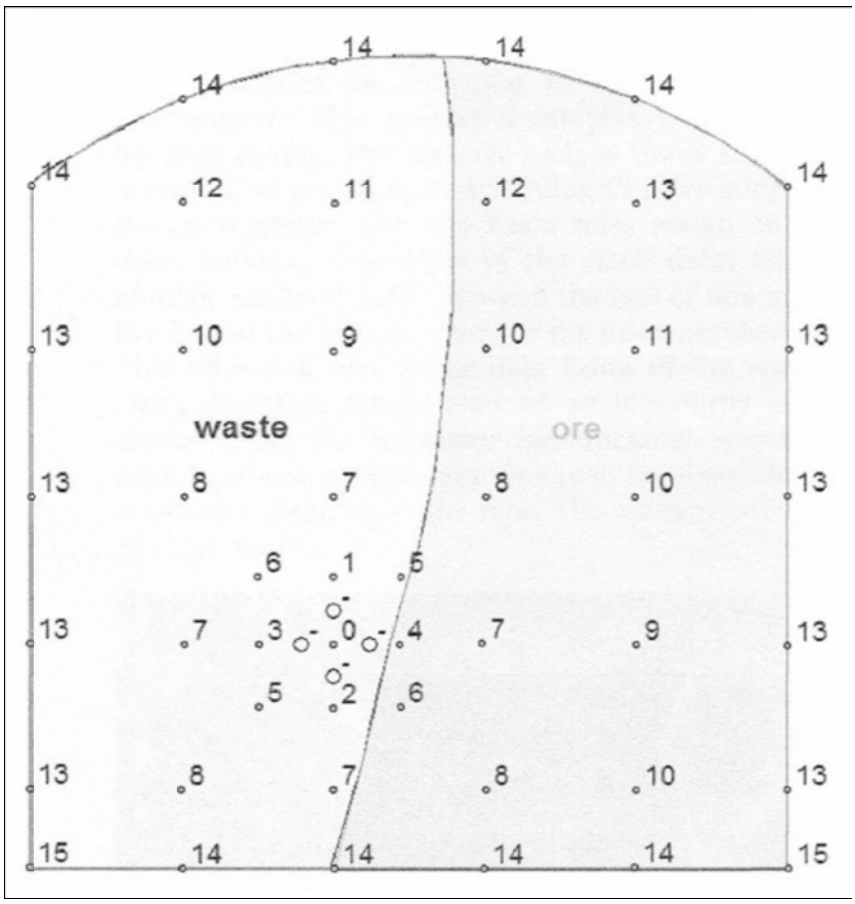
3. URABIANIE ZŁOŻA W KOPALNI ZŁOTA STAWELL

Kopalnia złota Stawell znajduje się w australijskim stanie Victoria, której właścicielem jest NAVCO Australia, po raz pierwszy odkryto tam złoża w roku 1853. Złoże jest udostępnione upadowymi o wymiarach 6,0 m × 5,5 m, a transport rudy odbywa się 60 tonowymi samochodami z głębokości 1000–1500 m. Począwszy od lat 1990 stosowano metodę dwukrotnego strzelania w przodku w pierwszej kolejności strzelano w skale płonnej i po jej wybraniu strzelano w złożu, stosowano wtedy zapalniki pirotechniczne. Przedstawiona technologia była uciążliwa przede wszystkim z powodu wykonywania tych samych czynności w przodku dwukrotnie. Stwierdzono, że najefektywniejszą metodą urabiania będzie strzelanie selektywne całego przekroju wyrobiska przy użyciu zapalników pirotechnicznych nieelektrycznych typu Exel MS/LP. Rozmieszczenie otworów strzałowych i zapalników przedstawia rys. 2. W przeprowadzonych strzelaniach wykonanych zgodnie z rys. 1 nie uzyskano odpowiednie ułożenia urobku po odstrzale całego przodka z powodu braku odpowiednich opóźnień jak i małej ich elastyczności przy zmiennych warunkach geologicznych.

W tym okresie w robotach strzałowych z powodzeniem stosowano już elektroniczne zapalniki typu i-kon. Biorąc pod uwagę dotychczasowe doświadczenia związane z zastosowaniem elektronicznego systemu inicjacji zdecydowano się na zastosowanie systemu eDev, tak jak to ma miejsce w typowych robotach tunelowych. Przyjęto, że:

- włom powinien znajdować się w części skały płonnej, co umożliwi najlepszą segregację urobku,
- należy zmodyfikować czas opóźnień w zależności od zastosowanego MW w przypadku stosowania ANFO opóźnienia co 15 ms, a przy MW emulsyjnych opóźnienia co 20 ms,
- należy zastosować włom tzw. spiralny,
- opóźnienia między otworami znajdującymi się w rudzie będą większe niż w skale płonnej,
- opóźnienia między otworami przy zastosowaniu zapalników elektronicznych są mniejsze, niż przy stosowaniu zapalników nieelektrycznych.

Po dokonaniu odstrzału zgodnie z rysunkiem 2 otrzymano wynik strzału jak na rysunku 3.

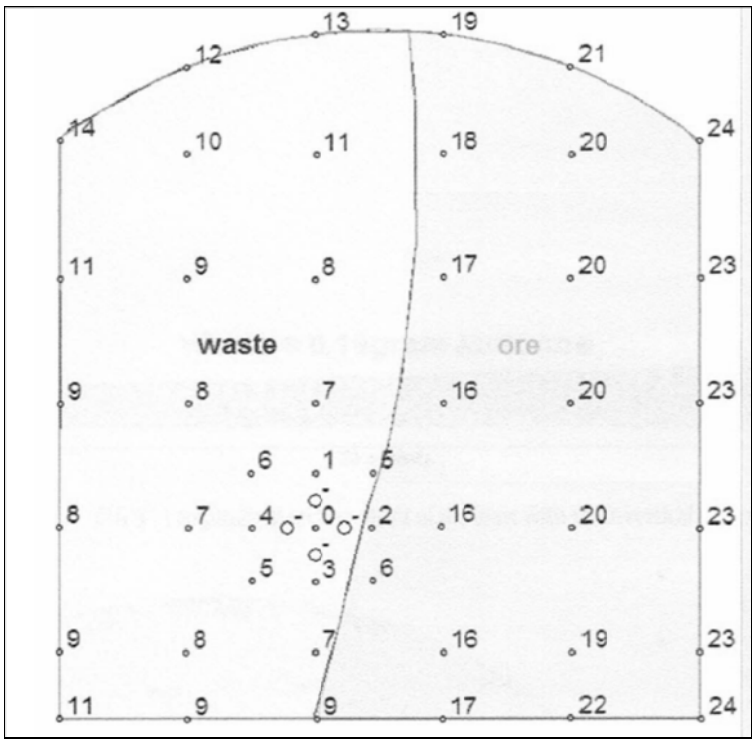


Rys. 2. Rozmieszczenie otworów strzałowych i opóźnienia zapalników Exel LP [1]
Figure 2. Blasting pattern with Exel LP detonators [1]

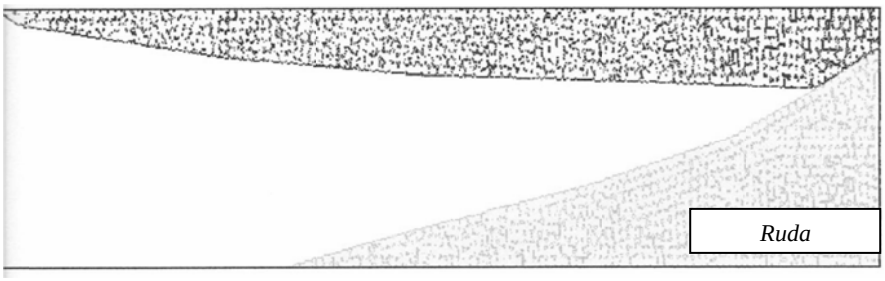
Przeprowadzone strzelania pokazały, że są one efektywne i zasadnie ekonomiczne w porównaniu do poprzednio stosowanych metod.

Kryteria strzelań selektywnych w kopalni Stawell.

1. Jednoznacznie należy stwierdzić, że używając zapalników elektronicznych posiadających odpowiedni interwał opóźnień można wykonać strzelania selektywne i otrzymać zadawalający wynik.
2. Podstawową zasadą jest przyjęcie umiejscowienia włomu. Włom powinien być umiejscowiony w części przodka, z której urobek ma być po odstrzale odrzucony najdalej od czoła przodka. Opóźnienia pomiędzy zapalnikami w części tzw. włomowej mają być mniejsze niż w pozostałej części przodka.
3. Przyjęto zasadę spiralnego włomowania zgodnie z ruchem wskazówki zegara wyznaczania kolejnych opóźnień zapalników w otworach strzałowych jak pokazuje rysunek 5.
4. Nie prowadzono strzelań z umiejscowieniem włomu w złożu a tylko w skale płonnej.



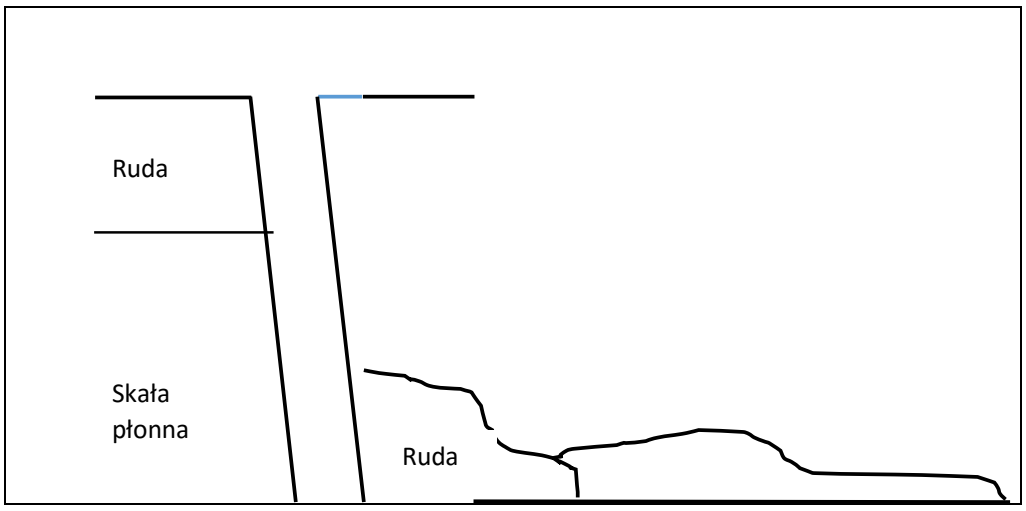
Rys. 3. Rozmieszczenie otworów strzałowych i opóźnienia zapalników eDev II [1]
Figure 3. Blasting pattern with eDev II detonators [1]



Rys. 4. Widok w płaszczyźnie poziomej odstrzelonego przodka zgodnie z rysunkiem 3 [1]
Figure 4. Blast outcome from heading shown on figure 3 – horizontal plane view [1]

5.PROPONOWANE ZASADY STRZELANIA SELEKTYWNEGO W KOPALNIACH RUD

Praktyka górnicza wykazuje, że ruda w przodku może być umiejscowiona w części stropowej, środkowej lub spągowej i w zależności od tego należy rozmieścić otwory strzałowe i nadać stosowne opóźnienia zapalnikom w nich umiejscowionych. Ilość otworów strzałowych jest uzależniona od wielkości przodka zgodnie z przyjętą w tym wyrobisku praktyką.



Rys. 5. Urobek po odstrzale 5.1

1. Ruda w części stropowej

   Praktyka wielu strzelań z usytuowaniem rudy w części stropowej urabianego przodka wskazuje, aby skała płonna po odstrzale znajdowała się w dużej odległości od czoła przodka a ruda pozostała w przodku. W takim przypadku włom należy umiejscowić w skale płonnej a opóźnienia zapalników między poszczególnymi otworami strzałowymi powinny być mniejsze niż w otworach umiejscowionych w rudzie. W takim przypadku skała płonna znajdzie się w dalszej odległości od czoła przodka a ruda pozostanie w przodku. Po odstrzale włomu, który znajduje się w części spągowej powstanie dodatkowa płaszczyzna odsłonięcia na granicy skała płonna/ruda, która umożliwia zmiejszenie zużycia MW w otworach umiejscowionych w rudzie. Odległość na jaką zostanie wyrzucony urobek od czoła przodka zależy od prędkości początkowe jaką się nada urobkowi. Praktyka wskazuje, że aby uzyskać taki efekt należy MW pobudzić „mocnym" detonatorem zakładając, że stosujemy w otworach strzałowych ME luzem a wtedy w otworach w złożu stosować do inicjowania same zapalniki jeśli stosujemy MW tzw. spłonkoczuły.

2. Ruda w części środkowej wyrobiska

   Jest to w praktyce najtrudniejszy przypadek praktyki górniczej, aby w strzelaniu selektywnym uzyskać oczekiwany efekt ekonomiczny. W kopalniach złota w RPA w przypadkach gdy, ruda złota ma miąższość około 1m stosuję się przeważnie zasadę że, ruda jest wyrzuca na dalszą odległość od czoła przodka do około 20 m a skała płonna pozostaje w przodku z części stropowej jak i spągowej. Włom powinien być umiejscowiony w rudzie a opóźnienia zapalników między poszczególnymi otworami strzałowymi w tych otworach powinny być mniejsze niż w pozostałych otworach strzałowych. Należy stwierdzić że, strzelania tego typu nie dały w zasadzie oczekiwanych wyników ekonomicznych. W tak przypadkach dążono do takiego prowadzenia wyrobisk, aby ruda znalazła się w części stropowej co nie zawsze było możliwe ze względu na warunki geologiczne.



Rys. 6. Urobek po odstrzale zgodnie z 5.2

3. Ruda w części spągowej

W tym przypadku jak mamy prowadzić roboty strzałowe zależy od tego jaką wysokość wyrobiska osiąga ruda. W przypadku gdy, wysokość rudy jest większa niż połowa wysokości wyrobiska wtedy ruda po odstrzale zostaje w przodku a skała płonna zostaje wyrzucona na dalszą odległość czoła przodka. W przypadku gdy, ruda zajmuje wysokość mniejszą niż połowa wysokości wyrobiska to ruda zostaje wyrzucona na dalszą odległość od przodka a w przodku pozostaje skała płonna.

Na opisanych przykładach jednoznacznie widać, że zasięg wyrzutu urobku jest podstawowym elementem selekcji skały płonnej od rudy a tym samym efektywnosci procesu. Zależy on od wielu czynników na które mamy wpływ tylko w pewnym zakresie, ale w znaczący sposób jak: wielkość ładunku jednostkowego MW na m^3 urobku czy średnica otworu strzałowego. Przeprowadzone strzelania wykazały że wzrost średnicy otworu z 41 mm do 51 mm powoduje wzrost zużycia MW o około 30% MW.

WNIOSKI

Stosując zapalniki elektroniczne o odpowiednich opóźnieniach można wykonać strzelania selektywne w robotach przodkowych w kopalniach rud. Biorąc pod uwagę koszty związane z transportem urobku oraz procesem jego wzbogacania, które zależą od warunków geologiczno-górniczych eksploatacji, strzelania selektywne znajdują uzasadnienie ekonomiczne i mogą znacząco wpłynąć na optymalizację procesu wydobycia. W takim przypadku możemy mówić o procesie wzbogacania już na etapie robót strzałowych.

LITERATURA

[1] Materiały firmy Orica.

Increasing the Efficiency of Selective Blasting Using Electronic Detonators eDev II in Ore Mines

During exploitation process there is a need of take waste part of ore body due to available mines equipment or thickness of the deposit. In this process the waste rock is the ballast that reduces the metal content in the ore mined and has a large impact on the efficiency of the whole production process. There are many technologies separate the waste rock from the deposit, but one of the most economical is selective blasting, which consists on such heading's exploitation in a decisive manner to obtain the separation of waste rock from the ore. The use of modern electronic initiation system enables the development and use of selective mining of the deposit in various geotechnical conditions and with different configuration waste/ore. The article presents the possibility of obtaining a satisfactory effect using electronic detonators eDev II.

Innowacyjny system monitorowania parametrów ściany wydobywczej X-MAN. Wdrożenie na Białorusi

Krzysztof Oset
Instytut Technik Innowacyjnych EMAG

Artur Dylong
Centrum Transferu Technologii EMAG Sp. z o.o.

Adam Broja
Centrum Transferu Technologii EMAG Sp. z o.o.

STRESZCZENIE: System X-MAN opracowany w Instytucie Technik Innowacyjnych EMAG we współpracy z EMAG-SERWIS Sp. z o.o. oraz wdrożony na rynku przez Centrum Transferu Technologii EMAG Sp. z o.o., jest systemem umożliwiającym jednoczesne monitorowanie stanu rozparcia górniczej obudowy zmechanizowanej oraz zagrożenia metanowego w rejonie ściany wydobywczej podziemnego zakładu górniczego. Innowacyjny system X-MAN jest wyposażony w wielopoziomowe mechanizmy zapewniające kontrolę pracy zarówno monitorowanych urządzeń jak i urządzeń systemu, przy udziale zarówno człowieka jak i procesów automatycznych. W artykule opisano strukturę systemu oraz doświadczenia z jego wdrożenia w jednej z kopalń soli potasowej na Białorusi.

SŁOWA KLUCZOWE: System monitorowania, kopalnia, sól potasowa, obudowa zmechanizowana, sieć transmisyjna, ciśnienie, stan stropu, zagrożenie gazowe

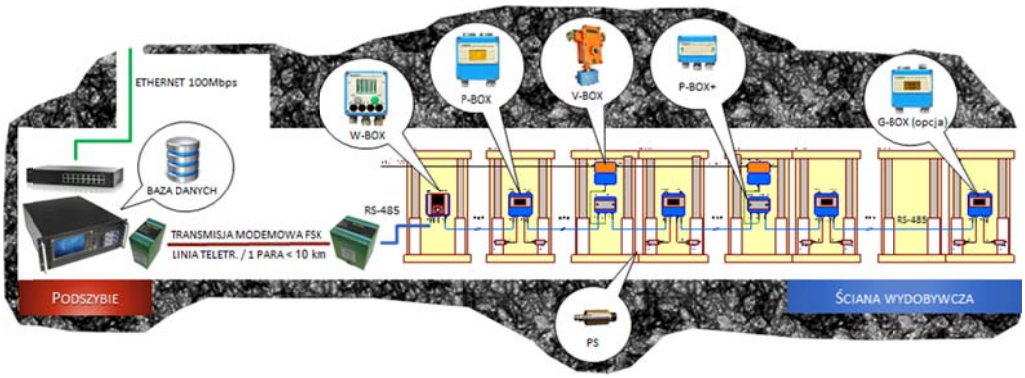
1. KONFIGURACJA SYSTEMU X-MAN

System X-MAN, z punktu widzenia sieci akwizycji danych można uważać za system rozległy, składający się z części powierzchniowej oraz dołowej. Media transmisyjne systemu są zróżnicowane, począwszy od standardowych kabli teletransmisyjnych po sieć Ethernet. Ważnym elementem systemu jest synchronizacja czasu komputera dołowego i powierzchniowego. Zrealizowano to dzięki zastosowaniu kopalnianego serwera czasu rzeczywistego.

1.1. *Część dołowa systemu X-MAN – sprzęt*

W części dołowej (rys. 1) można wyróżnić dwie strefy systemu – nieiskrobezpieczną, umiejscowioną na podszybiu w pomieszczeniu CPP (rozdzielnia napięcia) oraz iskrobezpieczną, w rejonie ściany wydobywczej [1]. W pomieszczeniu CPP znajduje się szafa aparaturowa z komputerem przemysłowym PC, listwą zasilającą zarządzaną przez protokół komunikacyjny TCP/ /IP, *switchem* Ethernet oraz zasilaczem bezprzerwowym UPS. Do połączenia systemu miedzy strefami wykorzystano modemem transmisyjny FSK za barierą iskrobezpieczną.

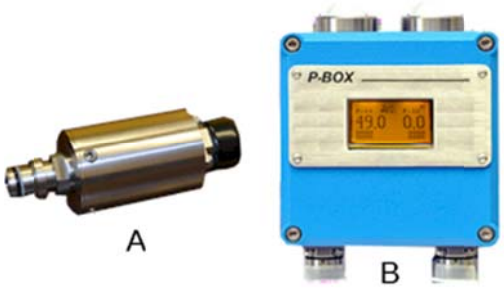
Na komputerze PC uruchomione są aplikacje bazy danych, serwer WWW oraz driver bazy danych.



Rys. 1. Część dołowa systemu X-MAN
Figure 1. Underground part of X-MAN System

W części iskrobezpiecznej system składa się koncentratora ścianowego W-BOX, koncentratorów sekcyjnych ciśnienia P-BOX oraz opcjonalnie koncentratora metanu G-BOX, czujników ciśnienia PS lub czujników metanu, separatorów transmisji P-BOX+ oraz zasilaczy buforowanych V-BOX (jeśli opcja buforowania zasilania nie jest wymagana mogą być zastąpione przez zasilacze bez podtrzymania typu ZIH).

Ciśnienia w sekcjach obudowy mierzone są za pomocą iskrobezpiecznych czujników PS (rys. 2.A), umiejscowionych w gniazdach podtłoków stojaków. Czujniki zasilane są oraz „odpytywane" przez koncentrator sekcyjny P-BOX (rys. 2.B), co ok. 300 ms. Transmisja odbywa się zgodnie z protokołem MODBUS. Lokalnie pomiary ciśnień oraz statusy połączeń i transmisji pokazywane są na wyświetlaczu LCD koncentratora, natomiast progowe wartości ciśnień, zgodnie z nastawami technologicznymi (ciśnienie wstępne, robocze oraz krytyczne) również za pomocą trójkolorowych diod LED. Koncentrator obsługuje maksymalne dwa czujniki PS.



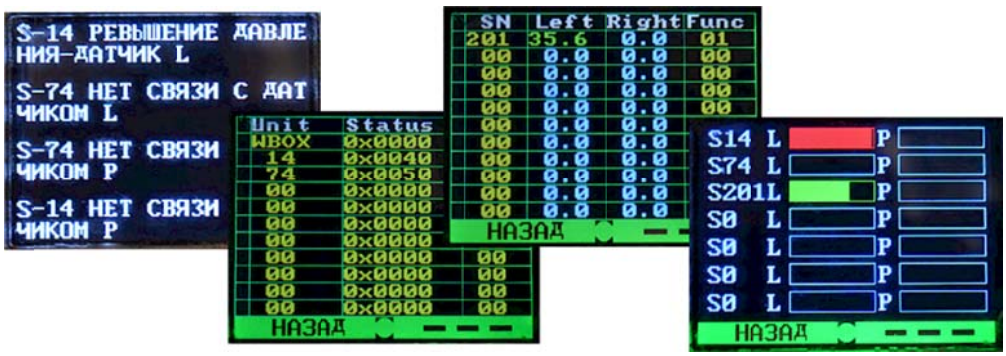
Rys. 2. Czujnik ciśnienia PS (A) oraz koncentrator sekcyjny P-BOX (B)
Figure 2. PS Pressure Sensor (A) and P-BOX Section Hub (B)

Następnie dane przekazywane są do koncentratora ścianowego W-BOX (rys. 3.A), który zarządza transmisją z koncentratorów sekcyjnych P-BOX. Koncentrator W-BOX oprócz pomiarów odczytuje bieżącą konfigurację urządzeń na ścianie oraz przekazuje do nich nastawy technologiczne. Ze względu na ograniczenia związane z iskrobezpieczeństwem systemu, zarówno transmisja jak i zasilanie sektora pomiarowego izolowane jest za pomocą iskrobezpiecznego regeneratora transmisji RS-485 (repeatera) – urządzenia P-BOX+ (rys. 3.C). Jest to rozwiązanie czysto sprzętowe i nie zawiera układów mikroprocesorowych.



Rys. 3. Połączenie koncentratora W-BOX (A) z koncentratorami P-BOX poprzez izolowany repeater P-BOX+ (C) wzdłuż ściany na sekcjach obudowy
Figure 3. Connection of the W-BOX Hub (A) with the P-BOX Hubs across the isolated repeater P-BOX+ on the support sections along the longwall

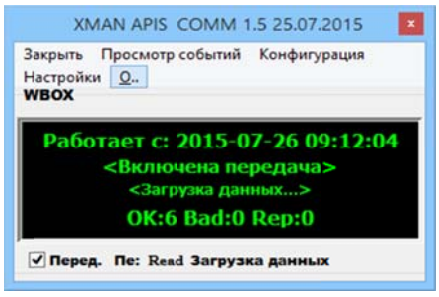
W koncentratorze W-BOX wypracowywane są również stany alarmowe związane z przekroczeniem wartości maksymalnej ciśnienia, utrzymywaniem się minimalnej (świadczącej o uszkodzeniu stojaka) oraz niesprawności urządzeń systemu. Sygnały alarmowe przekazywane są do lokalnego systemu alarmowo-rozgłoszeniowego kopalni za pomocą trzech przekaźników wyjściowych koncentratora oraz są transmitowane są na powierzchnię. Kolorowy wyświetlacz graficzny koncentratora W-BOX pozwala na podgląd stanów alarmowych, statusów urządzeń oraz danych w postaci zarówno cyfrowej jak i graficznej (rys. 4).



Rys. 4. Ekrany użytkownika koncentratora W-BOX
Figure 4. W-BOX Hub user screens

1.2. *Część dołowa systemu X-MAN – oprogramowanie*

Wszelkie nastawy systemu i dane gromadzone przez system są zapisywane w bazie danych zainstalowanej w komputerze dołowym zlokalizowanym w rozdzielni na podszybiu. Do tego celu wykorzystano bazę PostrgreSQL. W systemie pełni ona rolę centralnego punktu przechowywania konfiguracji systemu i danych archiwalnych. Wszystkie pozostałe aplikacje systemu komunikują się z bazą danych i wykorzystują ją do wymiany informacji pomiędzy sobą. Do łączności z koncentratorem W-BOX wykorzystywany jest driver komunikacyjny APIS X-MAN Driver. Driver ten uruchamiany w trakcie startu serwera ma za zadanie utrzymywać połączenie z koncentratorem W-BOX, przesyłania konfiguracji do koncentratora w trybie automatycznym (odświeżanie konfiguracji po każdorazowym uruchomieniu komunikacji) i trybie ręcznym (np. zmiany nastaw wartości progowych przez operatora systemu) a także pobierania bieżących danych z koncentratora i zapisu ich do bazy danych. Oprócz tego w trakcie obróbki danych driver generuje stany alarmowe, które wyświetlane są na stanowiskach operatorskich systemu. W przypadku stwierdzenia zmian konfiguracyjnych driver przesyła aktualne nastawy do koncentratora. Ze względu na znaczne odległości pomiędzy koncentratorem W-BOX, a serwerem na podszybiu i z tego względu możliwość występowania zakłóceń, w oprogramowania zastosowano typowe zabezpieczenia transmisji(kontrola długości ramki komunikacyjnej, suma kontrolna CRC16), a także zabezpieczenia w postaci powtarzania zapytań oraz filtrowania.



Rys. 5. Okno główne drivera APIS X-MAN
Figure 5. APIS X-MAN driver main window

1.3. *Część powierzchniowa systemu X-MAN – sprzęt*

Część powierzchniowa systemu (rys. 6) połączona jest z częścią dołową za pośrednictwem kopalnianej sieci Ethernet [1]. Sieć ta jest wydzielona oraz ze względów bezpieczeństwa danych odizolowana od sieci Internet za pomocą firewall'a. Istnieje jednak możliwość połączenia zdalnego do tej sieci poprzez bezpieczny kanał transmisyjny, co umożliwia zarówno serwis systemu z sieci EMAG jak i prowadzenie badań przez białoruski Instytut Górnictwa w Soligorsku (IGD).



Rys. 6. Część powierzchniowa systemu X-MAN
Figure 6. Surface part of X-MAN System

W dyspozytorni kopalni uruchomiono aplikację X-MAN Online, umożliwiającą pełny monitoring systemu jak również wprowadzanie nastaw i progów alarmowych.

1.3. *Część powierzchniowa systemu X-MAN – oprogramowanie*

Aplikacja X-MAN Online pozwala na podgląd danych w postaci mapy ciśnień, przebiegów czasowych na wybranych sekcjach jak również stanu urządzeń systemu (rys. 7). Na każdym ekranie z widokiem danych możliwe jest użycie kursorów i markerów, które umożliwiają dokładny pomiar danych na wykresach, uwzględniając oprócz wskazań chwilowych ciśnień i czasu pomiaru, również przyrosty ciśnienia w czasie. W dolnej części ekranu aplikacji pokazany jest przekrój ściany z zaznaczonymi sekcjami (stojakami) objętymi monitorowaniem. Pokazane są tam wartości ciśnień w postaci dyskretnej i graficznej. Postać graficzna odwzorowuje kolorystycznie zgodnie z progowymi wartościami technologicznymi dla ściany.



Rys. 7. Prezentacja danych i stanu systemu za pomocą aplikacji X-MAN Online
Figure 7. Data and device status presentation by X-MAN Online application

Oprogramowanie X-MAN Online pozwala również na raportowanie zdarzeń w systemie (rys. 8), do których należą informacje o stanach alarmowych, uszkodzeniach urządzeń systemu, przerwach w transmisji, statusu drivera itp. Niektóre ze zdarzeń muszą być potwierdzane przez dyspozytora a informacja o tym fakcie również pamiętana jest w systemie.

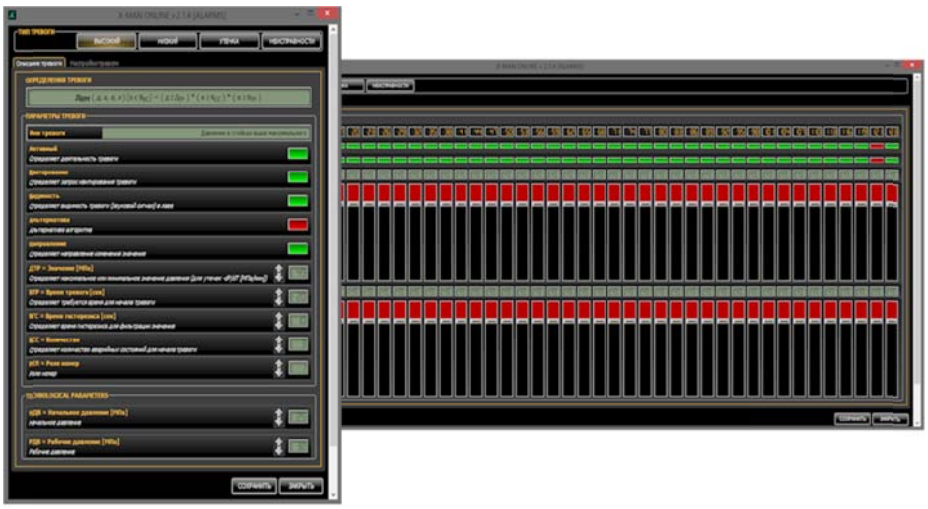


Rys. 8. Prezentacja zdarzeń w systemie w trybie serwisowym
i dyspozytorskim za pomocą aplikacji X-MAN Online
Figure 8. System events presentation in service and dispatcher's
mode by X-MAN Online application

Ważną częścią oprogramowania jest również możliwość ustawiania wartości technologicznych dla ściany oraz alarmowych związanych z ciśnieniami w stojakach. Odpowiednie okna aplikacji (rys. 9) umożliwiają operatorowi ustawienie takich parametrów jak:

- ciśnienie krytyczne,
- czas wystąpienia stanu alarmowego,
- ilość stojaków generujących alarm grupowy.

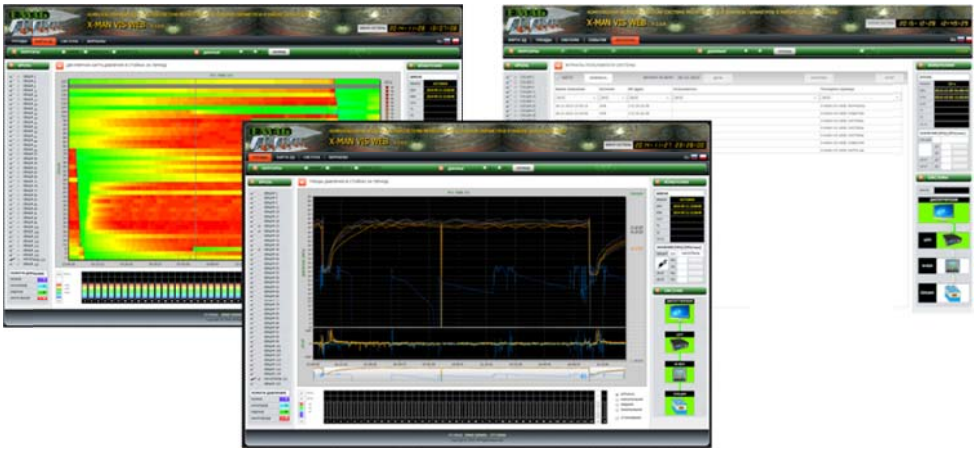
Alarm grupowy dotyczy przekroczenia ciśnienia maksymalnego, przekroczenia ciśnienia minimalnego, czy też spadku ciśnienia związanego z możliwymi wyciekami ze stojaków. Ustawienia te możliwe są niezależnie dla każdego stojaka.



Rys. 9. Okna ustawień alarmowych aplikacji X-MAN Online
Figure 9. Alarm setting windows of X-MAN Online application

1.4. *Część powierzchniowa systemu X-MAN – oprogramowanie WWW*

Dane z systemu mogą być również analizowane przez innych użytkowników kopalni. Jest to możliwe dzięki aplikacji WWW: X-MAN VIS-WEB (rys. 10). Umożliwia ona podgląd danych w sposób zbliżony do aplikacji X-MAN Online: używanie kursorów i markerów, podgląd zdarzeń w systemie w trybie dyspozytora, a także dodatkowo rejestruje użytkowników i zapisuje w bazie „odwiedzane" przez nich strony. Umożliwia to dyscyplinę i analizę przez osoby wyższego szczebla, odpowiedzialnych za proceduralne działanie w przypadku wystąpienia sytuacji alarmowych.



Rys. 10. Okna aplikacji X-MAN-VIS-WEB
Figure 10. X-MAN-VIS-WEB application windows

2. WDROŻENIE SYSTEMU X-MAN

Wdrożenie systemu w kopalni soli potasowych na Białorusi zostało podzielone na dwa etapy. Pierwszym etapem było dostarczenie i zamontowanie dołowej części systemu w ścianie wydobywczej. Kolejnym etapem była instalacja i uruchomienie części informatycznej systemu.



Rys. 11. Przygotowanie do montażu koncentratorów P-BOX i W-BOX
Figure 11. Preparation for P-BOX and W-BOX Hub fitting

2.1. *I etap wdrożenia systemu X-MAN*

Przygotowania do tego etapu prac rozpoczęto od przygotowania specjalnych konstrukcji wsporczych, które zostały zamocowane na sekcjach obudowy zmechanizowanej. Do tych konstrukcji zostały później zamontowane koncentratory PBOX i PBOX+. Wdrażany system składał się z 84 czujników ciśnienia, a zamawiający wymagał, aby ciśnienie było mierzone na każdej trzeciej sekcji obudowy. Po zmontowaniu i uruchomieniu lokalnie systemu, wykonano testy kontrolne instalacji i urządzeń. Prace montażowe i uruchomieniowe w ścianie trwały dwie zmiany robocze, po czym przystąpiono do instalacji części informatycznej systemu.



Rys. 12. Montaż i połączenie urządzeń na ścianie
Figure 13. Fitting and connecting devices along the longwall

2.2. *II etap wdrożenia systemu X-MAN*

W tym przypadku prace rozpoczęto równolegle w rozdzielni zlokalizowanej na podszybiu oraz w dyspozytorni. W rozdzielni został zabudowany serwer systemu z zainstalowanym oprogramowaniem komunikacyjnym i bazą danych. Następnie połączono go z koncentratorem W-BOX wykorzystując modemy analogowe oraz linię komunikacyjną o długości około 7 km. Zestawione połączenie przetestowano i uruchomiono łączność z koncentratorem. Kolejnym krokiem było uruchomienie łączności pomiędzy serwerem w rozdzielni a dyspozytornią. Do tego celu wykorzystano istniejącą infrastrukturę kopalnianą. Po podłączeniu do wskazanych portów w switch'u i ustawieniu odpowiednich parametrów dla kart sieciowych uzyskano połączenie o przepustowości 100 Mb/s.



Rys. 13. Montaż szafy serwerowej w rozdzielni CPP
Figure 13. Server cabinet fitting in CPP switchgear

2.3. *Pierwsze doświadczenia*

W pierwszej fazie wdrożenia napotkano problemy związane z zakłóceniami pojawiającymi się na linii pomiędzy ścianą a rozdzielnią zlokalizowaną na podszybiu. Pomimo stosowania zabezpieczeń okazało się, że sumaryczna ilość pojawiających się błędów nie pozwala na pewną pracę systemu. Pomimo sprawdzenia parametrów linii, modem nie udało się tej sytuacji poprawić. W wyniku przeprowadzonych eksperymentów na obiekcie stwierdzono, że krytycznym dla poprawności transmisji jest rozmiar ramek komunikacyjnych. Po zmniejszeniu długości ramek transmisja się ustabilizowała a pojawiające się błędy nie wpływały na poprawną prace systemu.

Kolejnym problemem, który pojawił się w trakcie eksploatacji to tzw. „czarne dziury" przedstawione na rysunku poniżej. Po wyeliminowaniu problemów z transmisją danych, które były widoczne w postaci czarnych pól na karcie ciśnienia w aplikacji dyspozytorskiej okazało się, że w dalszym ciągu braki danych się pojawiają. Przez dłuższy czas nie można było określić przyczyn tego stanu.



Rys. 14. Charakterystyczne „czarne dziury”, czyli braki zasilania na ścianie
Figure 14. Characteristic „black holes” mean power shutdowns in the longwall

W wyniku dochodzenia stwierdzono, że ze względu na brak wyposażenia w ścianie system został podłączony przez służby kopalniane do oświetlenia, które to w dowolnym momencie było wyłączane wprowadzając zakłócenie w pracy systemu poprzez jego wyłączenie. Zmiany w zasilaniu spowodowały, że tzw. „czarne dziury” przestały się pojawiać.

PODSUMOWANIE

System X-MAN został wdrożony z powodzeniem w kopalni, jako system monitorowania ciśnienia w stojakach obudowy zmechanizowanej. W chwili obecnej system pracuje stabilnie, a dane są gromadzone w bazie danych. Na podstawie tych danych Instytut Górniczy z Soligorska opracowuje algorytmy mające na celu przekształcenie systemu monitorowania w system bezpieczeństwa, który będzie wykorzystywany do określania z wyprzedzeniem zagrożenia związanego ze zbyt dużym naciskiem skał stropowych na obudowę. Po sprecyzowaniu algorytmów wspólnie z instytutem zostaną przeprowadzone prace dostosowujące. Oprócz tego w chwili obecnej są prowadzone prace przygotowawcze związane z uruchomieniem metanomierza, który zabudowany w ścianie i podłączony do koncentratora P-BOX będzie przesyłał informacje do dyspozytorni o bieżącym stężeniu metanu w ścianie.

LITERATURA

[1] Oset K., Juzwa J. 2015: Bezpieczeństwo pracy urządzeń hydraulicznej obudowy zmechanizowanej i osób w rejonie ściany wydobywczej na przykładzie innowacyjnego systemu X-MAN. Napędy i Sterowanie, nr 12(200)/2015, str. 110–114.

Innovative System for Monitoring Parameters of Longwall X-MAN. Experience with Implementation in Belarus

The X-MAN System developed at the Institute of Innovative Technologies EMAG in partnership with EMAG-SERWIS Ltd. and implemented on the market by the Centre for Technology Transfer EMAG Ltd. is the only one so far in the world system enabling simultaneous monitoring of the roof support and the threat of methane in the underground mining plant. The innovative system X-MAN is equipped with multi-level mechanisms to ensure controlling the work of both the monitored devices and systems facilities, with the participation of both human and automated processes. The article describes the structure of the system and the experience of its implementation in Belarus, in one of the potassium salt mines in Soligorsk.



Przedsiębiorstwo Budowy Kopalń PeBeKa S.A.
Grupa KGHM

Obudowa tubingowa szybów.

Autor: Robert Niemczyk

Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków, dnia 24 lutego 2016 r.

PLAN PREZENTACJI

1. Rodzaje obudowy tubingowej.
2. Elementy obudowy oraz akcesoria.
3. Wymagania dotyczące odbioru obudowy tubingowej.
4. Wykonywanie obudowy tubingowej metodą „pikotażu”.
5. Wykonywanie obudowy tubingowej metodą ‚podwieszaną”.
6. Zabudowa pierścienia tubingowego.
7. Iniekcja obudowy tubingowej.

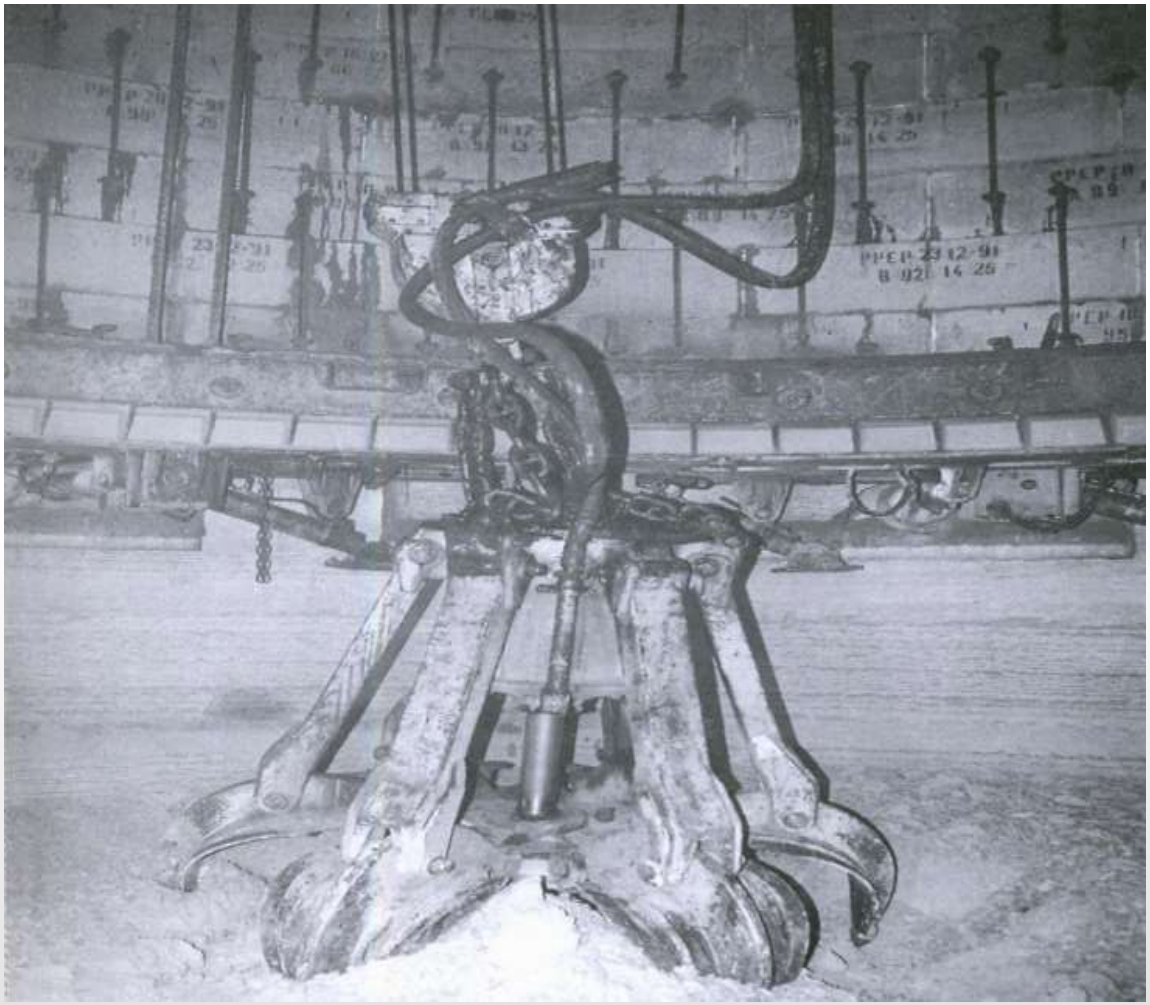
RODZAJE OBUDOWY TUBINGOWEJ

Nazwa obudowy pochodzi z języka angielskiego (tube- rura). Jest to rodzaj sferoidalnej obudowy szybu, tunelu lub kanału w kształcie cylindra, składającej się z oddzielnych pierścieni połączonych ze sobą za pomocą śrub lub cięgieł. Poszczególne pierścienie składają się z oddzielnych segmentów tzw. tubingów. Obudowa tubingowa jest jednym z typów obudowy ostatecznej zespolonej. Po zabudowie pierścienia tubingowego za jego „plecami" przestrzeń pomiędzy górotworem a obudową jest wypełniana betonem najczęściej klasy C 25/30. Grubość koszulki betonowej za obudową tubingową wynosi od 60^{+5} do 68^{+5} cm.

Ze względu na rodzaj zastosowanego materiału segmenty obudowy tubingowej mogą być wykonane z:

- żelbetu
- żeliwa
- staliwa
- stali profilowej

RODZAJE OBUDOWY TUBINGOWEJ



Obudowa tubingowa żelbetowa (panelowa) szybu L-VII
Połączenie segmentów przy pomocy cięgieł zewnętrznych

RODZAJE OBUDOWY TUBINGOWEJ



Obudowa tubingowa żelbetowa (panelowa) szybu R-XI
Połączenie segmentów przy pomocy cięgieł wewnętrznych

RODZAJE OBUDOWY TUBINGOWEJ



Obudowa tubingowa żeliwna warszawskiego metra

RODZAJE OBUDOWY TUBINGOWEJ



Obudowa tubingowa żeliwna szybu SW-4

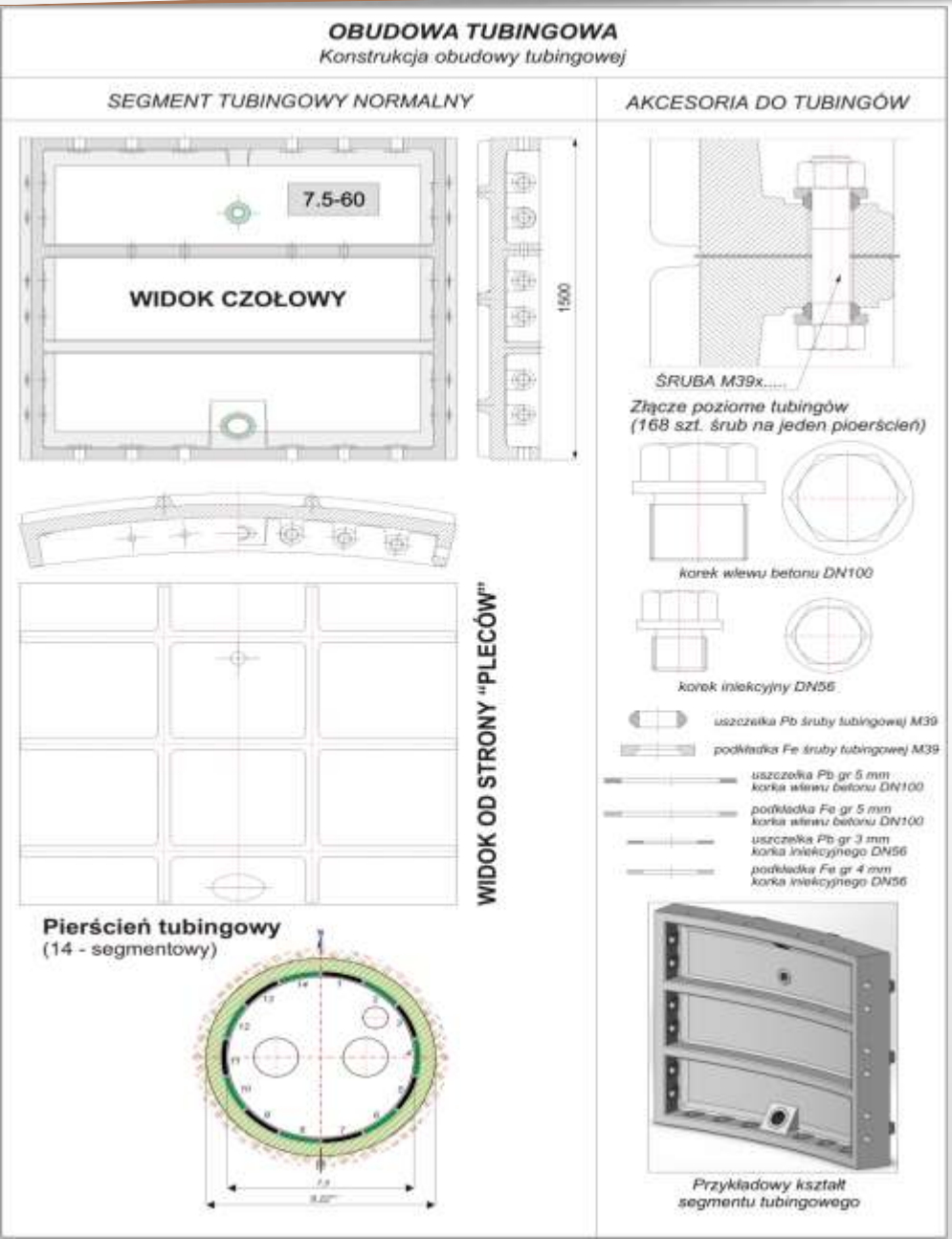
ELEMENTY OBUDOWY ORAZ AKCESORIA

Elementy obudowy:

W skład jednego pierścienia o wysokości 1,5 m wchodzi 10 segmentów dla szybu o śr. 6m oraz 14 segmentów tubingowych dla szybów o średnicy 7,5m.

Typ / ciężar*	7,5-40	7,5-50	7,5-60	7,5-70	7,5-80	7,5-90	7,5-100	7,5-110	7,5-120	7,5-130A	7,5-140A
1 segmentu	1 264	1 573	1 876	2 175	2 479	2 781	3 082	3 382	3 680	3 877	4075
pierścienia	17 696	22 022	26 264	30 450	34 706	38 934	43 148	47 348	51 520	54 278	57 050

* Ciężar pojedynczego segmentu oraz pierścienia został podany w kg.



ELEMENTY OBUDOWY ORAZ AKCESORIA

Do prawidłowego wykonania obudowy tubingowej niezbędne są akcesoria służące do skręcenia poszczególnych segmentów obudowy.

Akcesoria tubingowe:

- **Śruby M39 łączące poszczególne segmenty obudowy tubingowej – szt. 168.**
- **Stalowe podkładki pod śruby – szt. 336.**
- **Ołowiane podkładki pod śruby – szt. 336.**
- **Ołowiane uszczelki 3 mm złącz poziomych – szt. 14.**
- **Ołowiane uszczelki 2 mm złącz pionowych – szt. 14.**
- **Korki do betonowania M100 – szt. 14.**
- **Korki cementacyjne M56 – szt. 14.**
- **Stalowe podkładki pod korki cementacyjne DN 88/58x4 – szt. 14.**
- **Ołowiane podkładki pod korki cementacyjne – szt. 14.**
- **Stalowe podkładki pod korki do betonowania DN 135/102x5 – szt. 14.**
- **Ołowiane podkładki pod korki do betonowania – szt. 14.**
- **Uszczelki poziome wyrównawcze 3 i 2 mm (do korekty niwelacji) – wg potrzeb.**

WYMAGANIA DOTYCZĄCE ODBIORU OBUDOWY TUBINGOWEJ

W trzydziestu zgłębionych szybach na terenie LGOM segmenty obudowy tubingowej były wykonywane z żeliwa szarego tylko pierścienie z końcówki typoszeregu N-120 lub N-130 ze względu na bardzo niekorzystne warunki były wykonywane z żeliwa sferoidalnego, znaczącą rolę odgrywał tu czynnik ekonomiczny z uwagi na wysokie koszty produkcji. W miarę postępu technicznego odlewnictwie oraz zmian cen na rynkach metali w głębionym obecnie 31 szybie GG-1 obudowa tubingowa została zaprojektowana i wykonana w całości z żeliwa sferoidalnego z uwagi na wyższe parametry wytrzymałościowe. Minimalny moduł sprężystości dla żeliwa sferoidalnego wynosi 165 GPa podczas gdy dla żeliwa szarego wynosi on 105 GPa.

WYMAGANIA DOTYCZĄCE ODBIORU OBUDOWY TUBINGOWEJ

Producenta tubingów musi zagwarantować ich wykonanie zgodnie z „Warunkami technicznymi wykonania i odbioru segmentów tubingowych”, dokumentacją techniczną oraz obowiązującymi normami.

Producent powinien opracować i przedstawić do zaakceptowania Odbiorcy następującą dokumentację roboczą:

a) instrukcję badań kontrolnych;
b) instrukcję cechowania próbek kontrolnych;
c) instrukcję naprawy wad dopuszczalnych;
d) instrukcję zabezpieczenia antykorozyjnego;
e) instrukcję składowania i transportu.

Kształt, wymiary oraz tolerancje wymiarowe gotowego tubingu muszą być zgodne z rysunkiem wykonawczym. Rozmieszczenie otworów na śruby i obróbka kołnierzy powinny być wykonane z taką dokładnością i jednorodnością wymiarów, aby segmenty tubingowe były zamienne w ramach danego pierścienia jak również w ramach innego pierścienia.

WYMAGANIA DOTYCZĄCE ODBIORU OBUDOWY TUBINGOWEJ

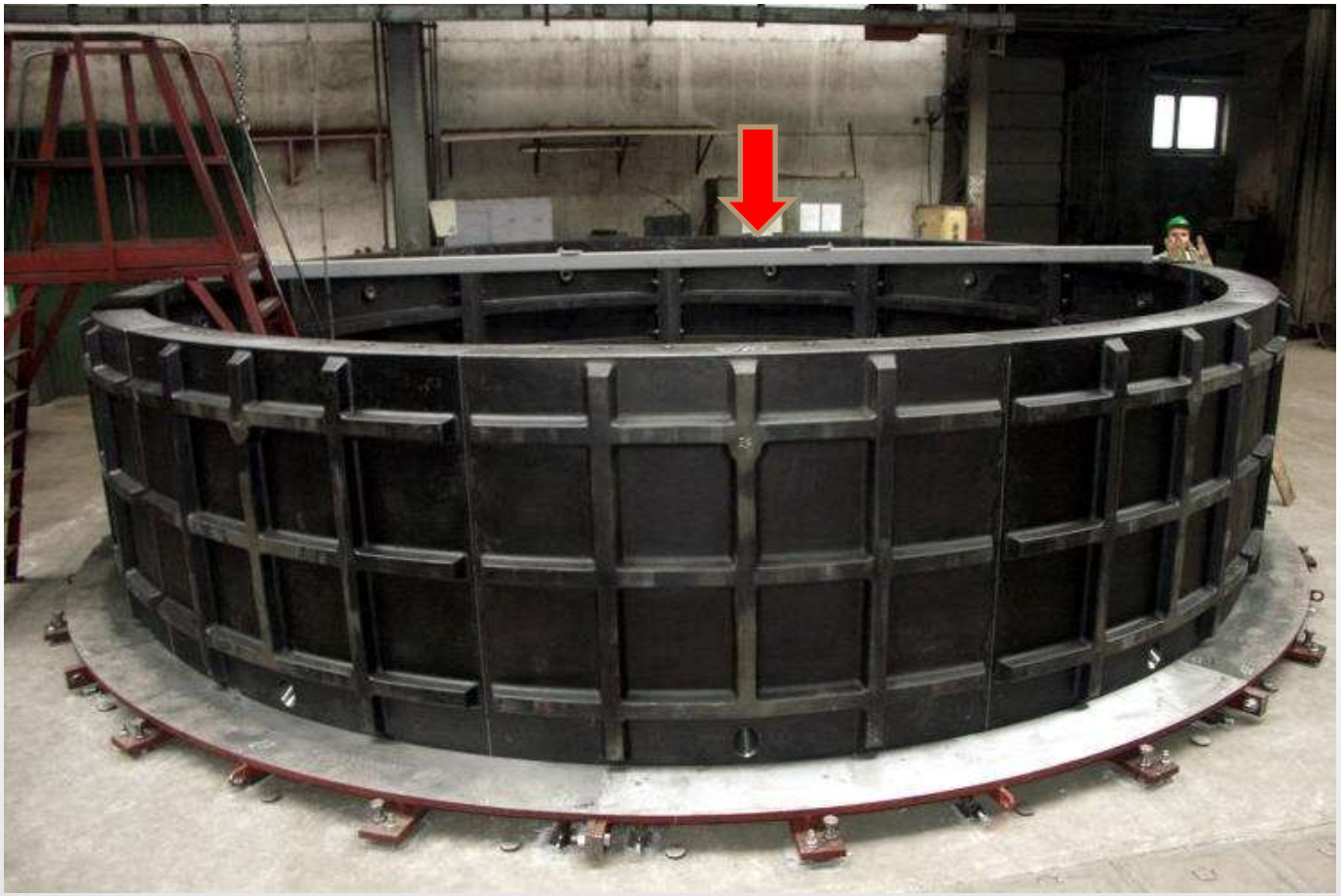
Wymagania dla tubingów i pierścienia:

- dopuszczalne odchylenie grubości ścianki tubingu od wartości nominalnej wynosi - 4 mm. Musi być jednocześnie spełniony warunek, że średnia grubość ścianki tubingu wyliczona na podstawie pomiarów w co najmniej pięciu punktach, rozmieszczonych w równych pionowych odstępach nie może wynosić mniej niż 1 mm poniżej grubości nominalnej. Przekroczenie grubości nominalnej w górę nie powoduje żadnych ujemnych skutków;

- dopuszczalne odchylenie grubości kołnierzy i żeber od wartości nominalnej wynosi -2 mm. Przekroczenie grubości nominalnej w górę nie powoduje żadnych ujemnych skutków;

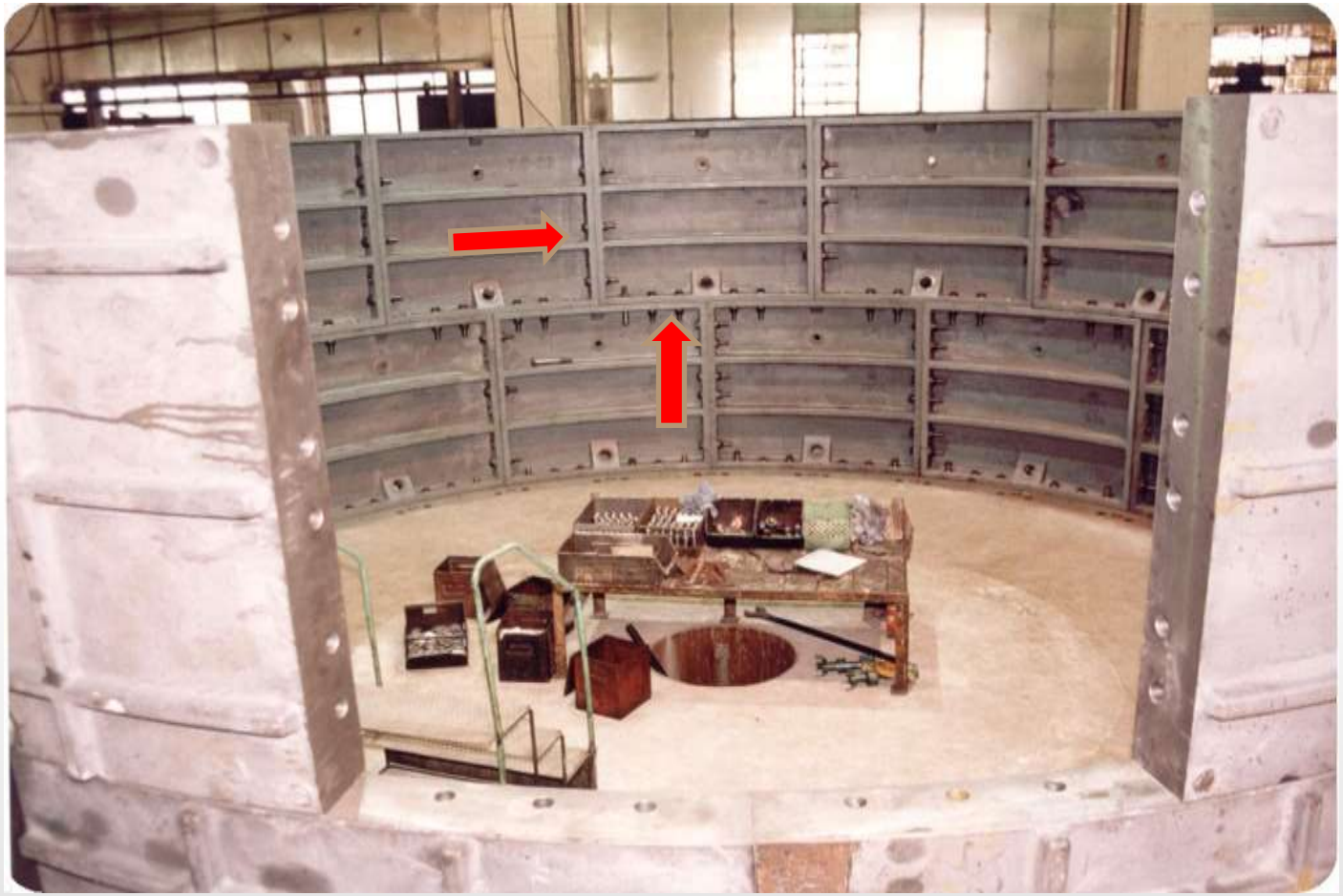
- różnica wysokości ΔH między najniższym a najwyższym tubingiem w pierścieniu nie powinna przekraczać wartości 0,6 mm.

WYMAGANIA DOTYCZĄCE ODBIORU OBUDOWY TUBINGOWEJ



Kontrola wymiarów pierścienia obudowy tubingowej

WYMAGANIA DOTYCZĄCE ODBIORU OBUDOWY TUBINGOWEJ



Kontrola poprawności połączeń pierścienia obudowy tubingowej

WYMAGANIA DOTYCZĄCE ODBIORU OBUDOWY TUBINGOWEJ

Wadami niedopuszczalnymi w odlewach tubingów (nie podlegającymi naprawie) są wady o zakresie przekraczającym wartości wytyczne zawarte w WTWiO obudowy tubingowej oraz:

- → pęknięcia na gorąco
- → pęknięcia międzykrystaliczne,
- → naderwania,
- → pęknięcia na zimno,
- → niespawy

oraz inne, mogące powodować nieszczelności i pękania elementów w czasie eksploatacji.

Odlewy z wadami niedopuszczalnymi należy zbrakować i zniszczyć komisyjnie w obecności przedstawiciela Odbiorcy.

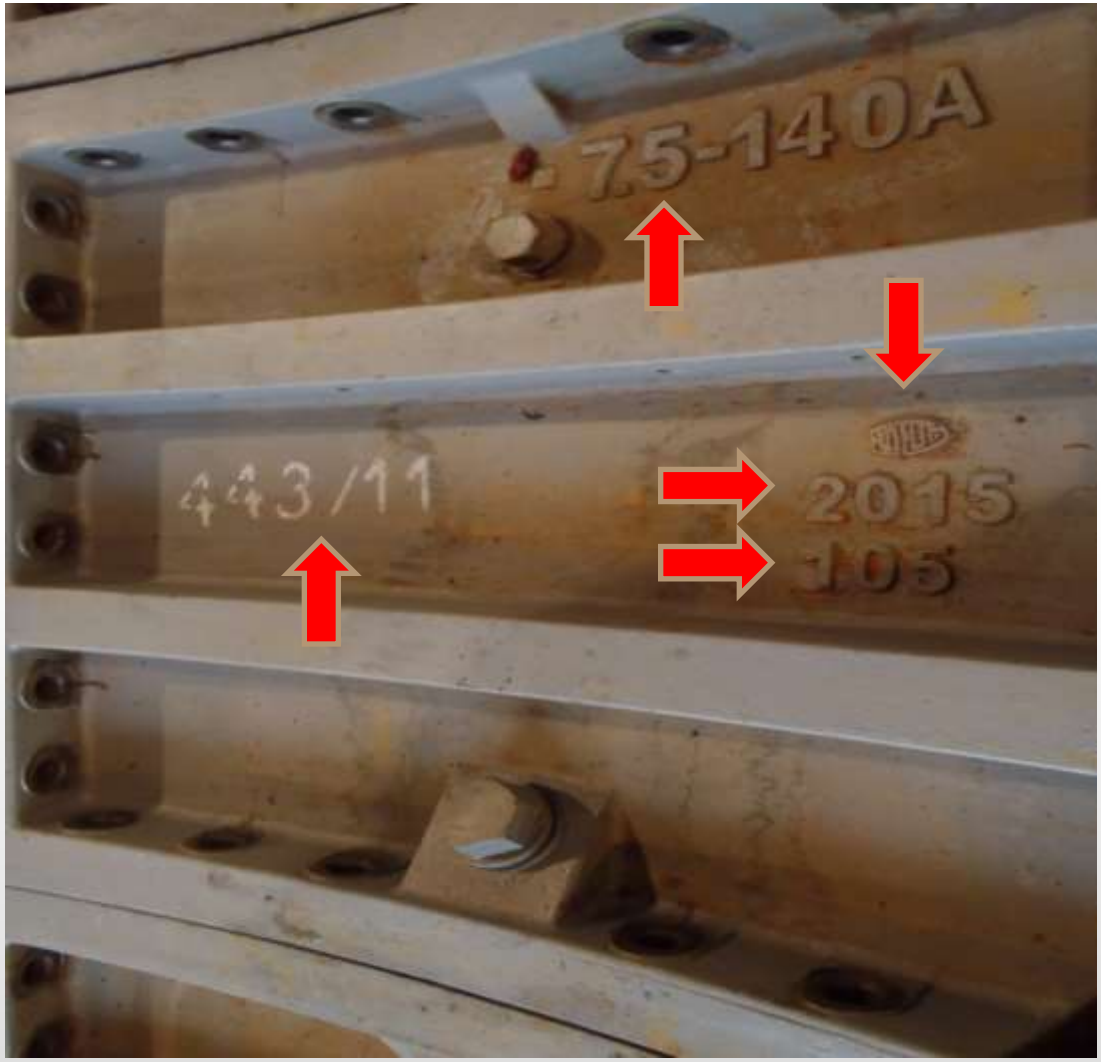
WYMAGANIA DOTYCZĄCE ODBIORU OBUDOWY TUBINGOWEJ

Dopuszcza się naprawę wad segmentów obudowy tubingowej wad zgodnie z wytycznymi zawartymi w WTWiO.

Naprawa wad może być dokonywana przez spawanie na zimno lub wypełnienie ubytków żywicami chemoutwardzalnymi.

Łączna, wymagająca napraw powierzchnia wad powierzchni surowych i obrobionych tubingu nie może przekroczyć 5000 mm2.

WYMAGANIA DOTYCZĄCE ODBIORU OBUDOWY TUBINGOWEJ



Tubingi muszą posiadać na powierzchni wskazanej na rysunku konstrukcyjnym, odlane, wypukłe symbole określające:

- typ,
- znak firmowy wytwórcy,
- rok produkcji,
- kolejny numer odlewu,
- numer pierścienia / numer tubingu w pierścieniu

WYMAGANIA DOTYCZĄCE ODBIORU OBUDOWY TUBINGOWEJ



Wykonanie zabezpieczenia antykorozyjnego

WYMAGANIA DOTYCZĄCE ODBIORU OBUDOWY TUBINGOWEJ

Transport i składowanie

- Transport tubingów może odbywać się dowolnymi środkami transportu pod warunkiem zabezpieczenia odlewów przed uszkodzeniem i pomieszaniem.

- W czasie transportu tubingi należy układać w pozycji leżącej, na podkładach, plecami jeden na drugim.

- Jeśli nie określono inaczej tubingi należy składować na placu utwardzonym, w pozycji leżącej, na podkładach drewnianych, plecami jeden na drugim.

- Pierścień tubingowy, składający się z 14 tubingów należy układać w stosach po max. 7 sztuk.

WYKONYWANIE OBUDOWY TUBINGOWEJ Z WYKORZYSTANIEM „PIKOTAŻU”

Głębienie szybów o średnicy 6 m dla kopalń „Lubin" i „Polkowice” z zastosowaniem metody specjalnej z zamrażaniem górotworu odbywało się systemem szeregowym, tzw. długimi odcinkami w obudowie tymczasowej lub wstępnej.

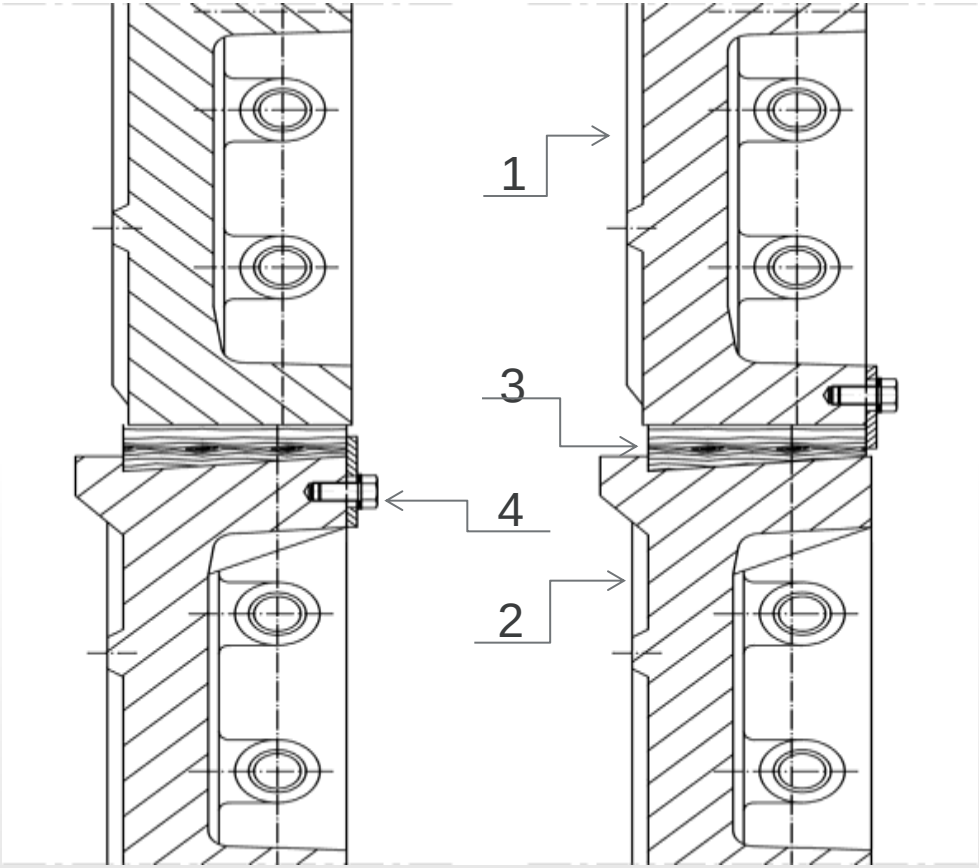
W strefach mrożonych do głębokości, gdzie ciśnienie wody nie przekraczało 15 atm, obudowę ostateczną wykonywano jako betonową monolityczną lub betonową z wkładką stalową, a głębiej jako obudowę tubingową żeliwną w odmianach od N-40 do N-90.

Obudowa ostateczna tubingową montowana była w poszczególnych odcinkach z dołu do góry i składała się z czterech typów segmentów:

- normalne - tworzące właściwą obudowę,
- pikotażowe górne,
- pikotażowe dolne.

Segmenty pikotażowe górne i dolne stanowiły połączenie między sąsiednimi, kolejno wykonywanymi odcinkami kolumny.

WYKONYWANIE OBUDOWY TUBINGOWEJ Z WYKORZYSTANIEM „PIKOTAŻU”



Konstrukcja szczelin pikotażowych w szybach Ø 6m

TECHNOLOGIA:

- Zgłębienie odcinka szybu w obudowie wstępnej do 35 m
- Wykonanie stopy podporowej
- Wykonanie obudowy tubingowej metodą z dołu do góry
- Wykonanie szczeliny pikotażowej
- Zabezpieczenie szczeliny opaską

1 - pierścień pikotażowy górny
2 - pierścień pikotażowy dolny
3 - wypełnienie drewnem
4 - opaska zabezpieczająca pikotaż

WYKONYWANIE OBUDOWY TUBINGOWEJ METODĄ „PODWIESZANĄ”

Projektowanie kopalń „Rudna" i „Sieroszowice"

→ wzrostu głębokości mrożenia,
→ wzrost głębokości docelowej szybów do ~1250 m,
→ zwiększenia wielkości wydobycia przyszłych kopalń,
→ skutkujące większymi średnicami szybów (7,5 m).

Głęboka analiza uciążliwych zjawisk, jakie miały miejsce przy głębieniu szybów dla kopalń „Lubin" i „Polkowice", wyniesione doświadczenie kadry górniczej, pozwoliły Przedsiębiorstwu na wprowadzenie w latach siedemdziesiątych kolejnych innowacji technicznych i technologicznych między innymi:

→ zaadoptowano do warunków górniczych w LGOM-ie, zaprojektowano i wdrożono technologię podwieszania obudowy tubingowej,

→ zaprojektowano i wykonano konstrukcję prototypu kombajnu szybowego przeznaczonego do urabiania zamrożonego górotworu

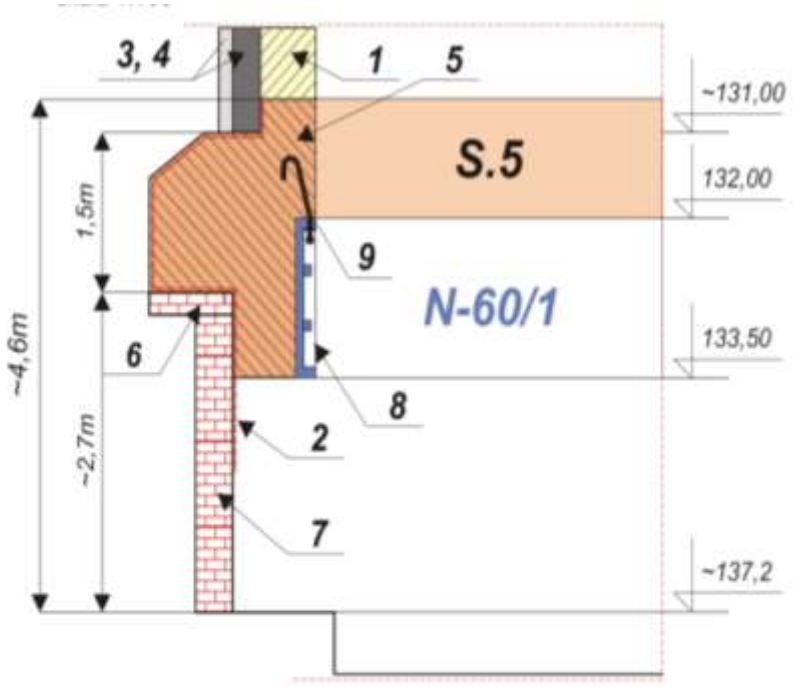
→ zastosowano kolejną generację ładowarek szybowych typu 2KS-2U za silanie w sprężone powietrze,

WYKONYWANIE OBUDOWY TUBINGOWEJ METODĄ „PODWIESZANĄ”

Zastosowana technologia głębienia z obudową tubingową podwieszaną bezpośrednio za postępem przodka szybowego przyczyniła się do:

- poprawy bezpieczeństwo pracy załóg szybowych,
- ograniczyła awaryjność procesu głębienia,
- przyniosła wymierną obniżkę kosztów przez wyeliminowanie obudowy wstępnej.

WYKONYWANIE OBUDOWY TUBINGOWEJ METODĄ „PODWIESZANĄ”

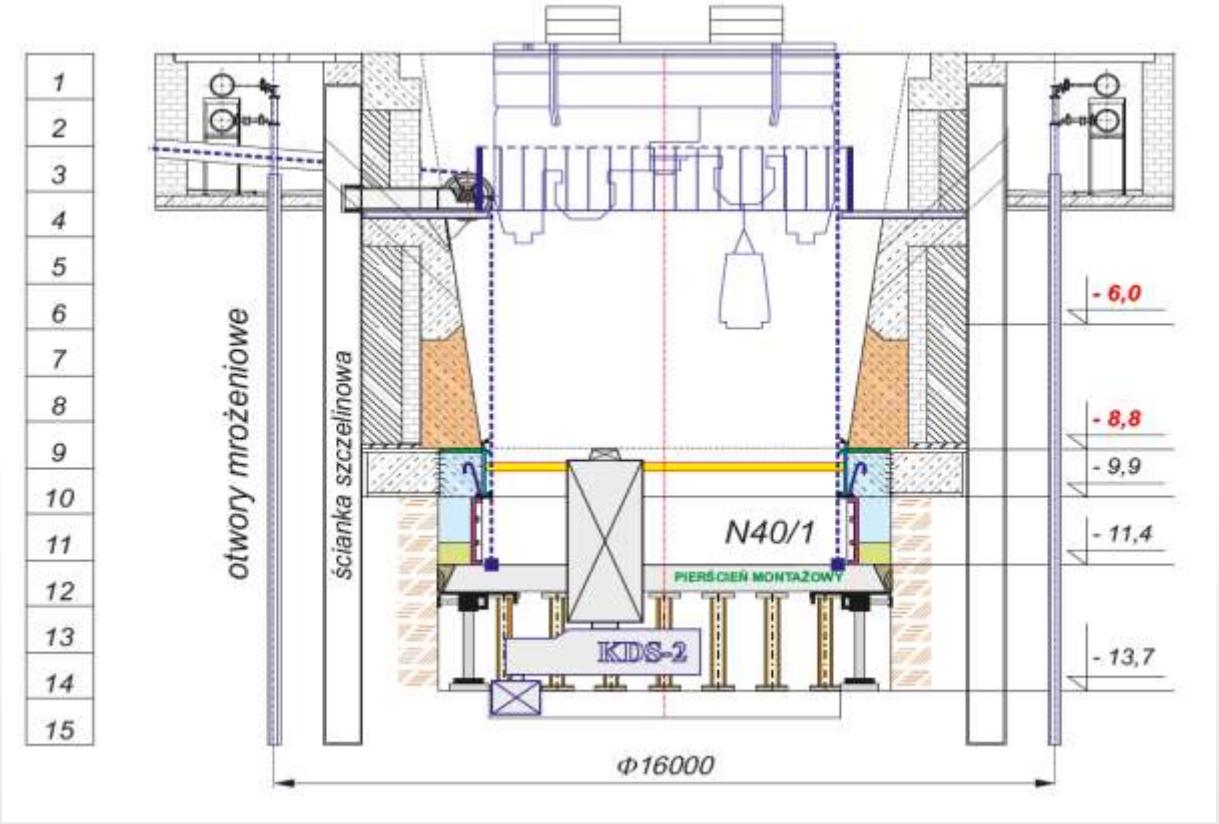


Legenda

1. Obudowa betonowa ostateczna gr 0,6 m
2. Folia hydroizalacyjna Sikaplan 14,6 V-Tunnel
3. Obudowa wstępne panelowa gr 0,3 m
4. Koszulka betonowa za obudową panelową grubości od 0,1÷0,15m
5. Stopa pośrednia - beton kl B40 W10
6. Izolacja z cegły dziurawki gr. 0,1m
7. Mur z cegły betonowej gr. ~0,4m
8. Obudowa tubingowa - TUBING N-60/1
9. Cięgło zawieszenia I-go pierścienia tubingowego

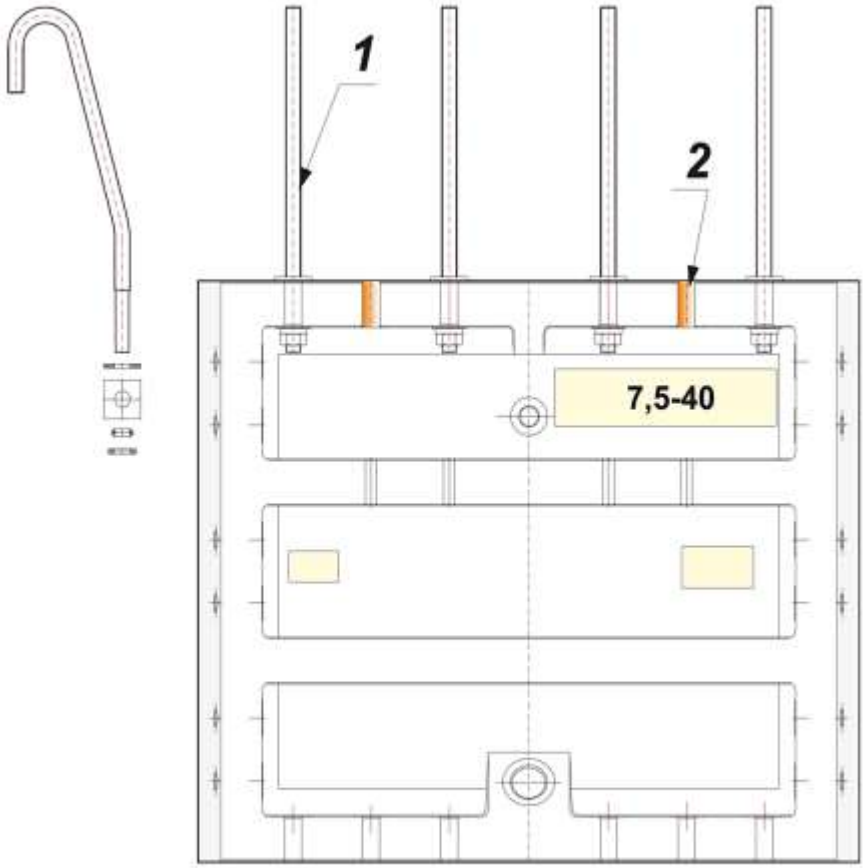
Obudowa tubingowa w metodzie podwieszanej na przykładzie szybów LGOM była wykonywana poprzez powieszenie jej na odpowiednich cięgłach hakowych w pierwszej stopie podstawowej na głębokości ok. 120 – 133m.

WYKONYWANIE OBUDOWY TUBINGOWEJ METODĄ „PODWIESZANĄ”



Jednakże z uwagi na trudności w uzyskaniu idealnie szczelnego odcinka obudowy zespolonej do głębokości ok.133m w ostatnich dwóch szybach a mianowicie SW-4 i GG-1 obudowa tubingowa została wykonana poprzez podwieszenie jej bezpośrednio pod głowicą.

WYKONYWANIE OBUDOWY TUBINGOWEJ METODĄ „PODWIESZANĄ”



1. Cięgła - 56 szt.
2. Kołki drewniane zaślepiające otwory

Pierwszy pierścień obudowy tubingowej, zestawiony z segmentów tubingowych typu N40 podwieszony został do żelbetowego wieńca zabudowanego pod głowicą szybu z wykorzystaniem cięgieł hakowych. Każdy segment tubingowy zawieszony jest na czterech cięgłach, zabudowanych symetrycznie w otworach skrajnych i środkowych. Pozostałe dwa otwory w każdym z segmentów zaślepione są kołkami drewnianymi Ø 46/50 mm, wykonanymi z drewna liściastego (buk, dąb). Podobnie, kołkami Ø 46/120 mm zaślepione są otwory w kołnierzu dolnym ostatniego pierścienia kolumny tubingowej

WYKONYWANIE OBUDOWY TUBINGOWEJ METODĄ „PODWIESZANĄ”



Cięgła do zawieszenia pierwszego pierścienia obudowy tubingowej

WYKONYWANIE OBUDOWY TUBINGOWEJ METODĄ „PODWIESZANĄ”



Pierwszy pierścień obudowy tubingowej - wieniec pod głowicą szybu

WYKONYWANIE OBUDOWY TUBINGOWEJ METODĄ „PODWIESZANĄ”

Obecnie w warunkach LGOM podczas wykonywania obudowy tubingowej stosowane są dwie metody urabiania skał:

- metoda urabiania skał z wykorzystaniem kombajnu szybowego KDS-2 stosowana jest podczas głębienia szybu w obudowie tubingowej na odcinku zamrożonych utworów kenozoiku oraz stropowych warstw triasu w warunkach, gdy urabiana skała ma niską wytrzymałość $R_c < 15 \div 20$ MPa.
- metodę urabiania skał przy użyciu MW na odcinku zamrożonych utworów triasu w warunkach, gdy wytrzymałość skał zamrożonych uniemożliwia zastosowanie kombajnu szybowego KDS-2.

Zakres realizowanych prac w podstawowym cyklu technologicznym obejmuje:

- wykonanie wyłomu na zabiór 1,5m
- zabudowę pierścienia tubingowego
- wykonanie koszulki betonowej za pierścieniem tubingowym

ZABUDOWA PIERŚCIENIA TUBINGOWEGO



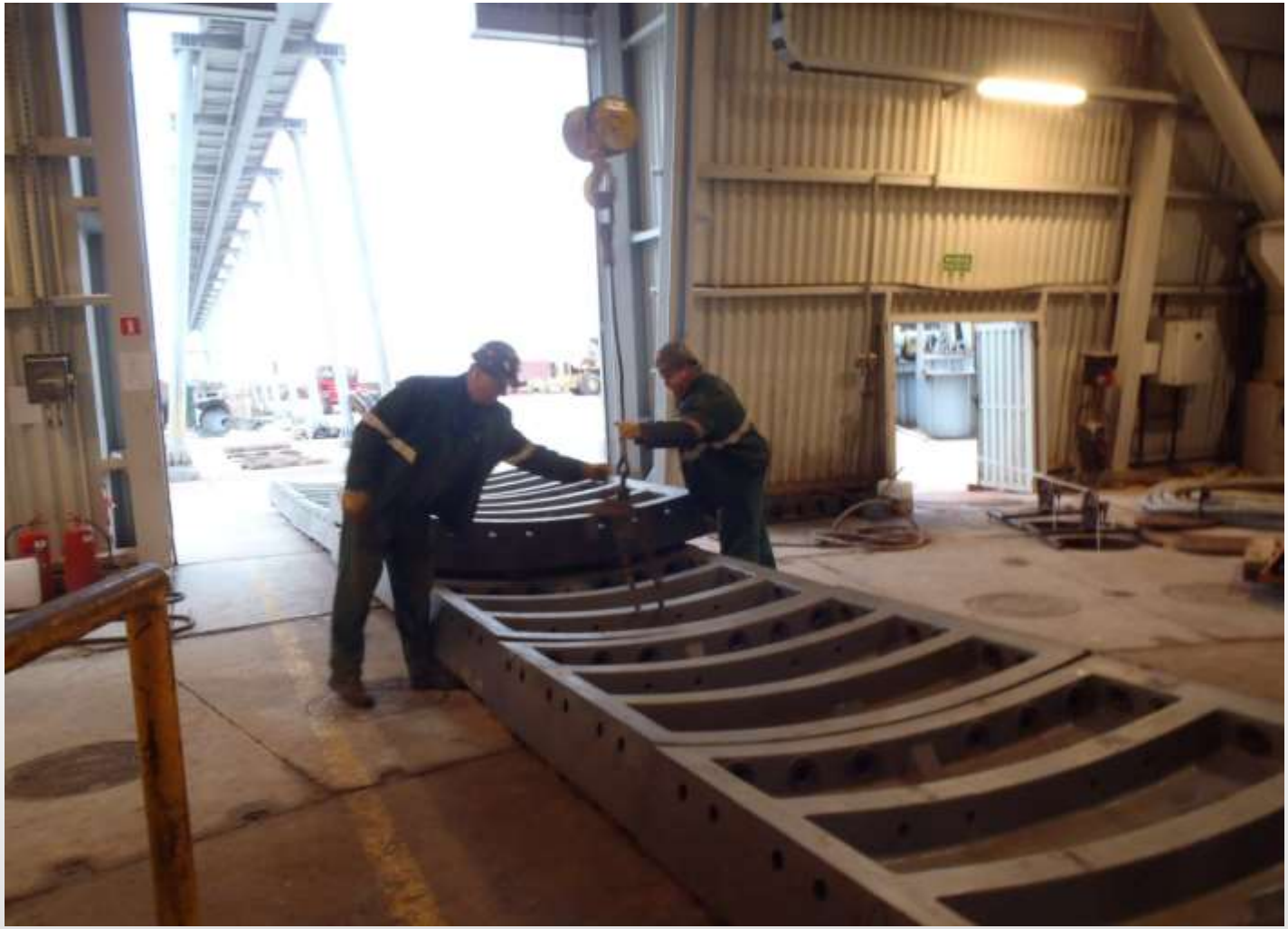
Składowanie tubingów na placu szybowym

ZABUDOWA PIERŚCIENIA TUBINGOWEGO



Transport tubingów pod Demag

ZABUDOWA PIERŚCIENIA TUBINGOWEGO



Przygotowanie tubingów do opuszczenia

ZABUDOWA PIERŚCIENIA TUBINGOWEGO



Przepięcie segmentu na specjalne zawiesie do transportu w szybie

ZABUDOWA PIERŚCIENIA TUBINGOWEGO



Podniesienie segmentu ponad klapy zrębu szybu

ZABUDOWA PIERŚCIENIA TUBINGOWEGO



Transport tubingów w szybie

ZABUDOWA PIERŚCIENIA TUBINGOWEGO



Brygada tubingowa - przygotowanie akcesorii obudowy tubingowej

ZABUDOWA PIERŚCIENIA TUBINGOWEGO



Położenie 1 segmentu na pomoście pierścienia montażowego

ZABUDOWA PIERŚCIENIA TUBINGOWEGO



Przepięcie na zawiesie hakowe ładowarki szybowej

ZABUDOWA PIERŚCIENIA TUBINGOWEGO



Umieszczenie 1 segmentu obudowy na pierścieniu montażowym

ZABUDOWA PIERŚCIENIA TUBINGOWEGO



Montaż kolejnych segmentów

ZABUDOWA PIERŚCIENIA TUBINGOWEGO



Ustawienie segmentu 2 i 14 do zamknięcia pierścienia

ZABUDOWA PIERŚCIENIA TUBINGOWEGO



Zamknięcie pierścienia obudowy tubingowej

ZABUDOWA PIERŚCIENIA TUBINGOWEGO



Skręcanie połączeń pionowych

ZABUDOWA PIERŚCIENIA TUBINGOWEGO



Podjechanie pierścieniem montażowym na bolcach centrujących

ZABUDOWA PIERŚCIENIA TUBINGOWEGO



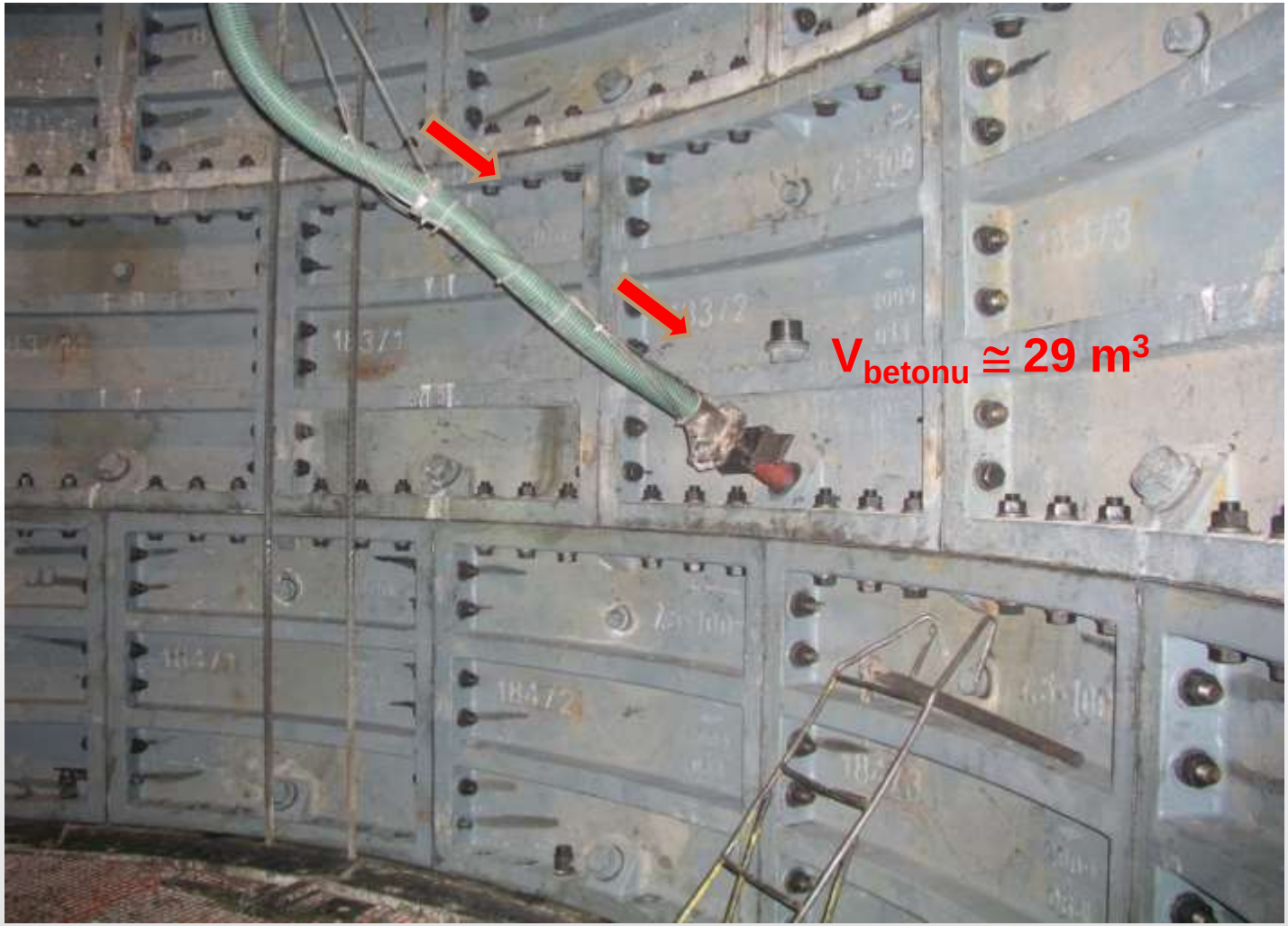
Skręcania połączeń poziomych

ZABUDOWA PIERŚCIENIA TUBINGOWEGO



Wydawanie akcesorii po tubingowaniu

ZABUDOWA PIERŚCIENIA TUBINGOWEGO



Betonowanie pierścienia obudowy tubingowej

INIEKCJA OBUDOWY TUBINGOWEJ

W trakcie wykonywania obudowy tubingowej w szybach górniczych, po wykonaniu koszulki betonowej w przestrzeni pomiędzy segmentami obudowy tubingowej i górotworem, wymagane jest przeprowadzenie iniekcji doszczelniającej. Prace iniekcyjne mają na celu doszczelnienie szczelin technologicznych (skurczowych), powstających w koszulce betonowej pomiędzy poszczególnymi pierścieniami kolumny tubingowej. Iniekcja obudowy tubingowej prowadzona jest w trzech etapach:

Etap I - uszczelnienie obudowy tubingowej w czasie głębienia szybu (iniekcja wstępna).

Etap II - uszczelnianie obudowy tubingowej po częściowym rozmrożeniu górotworu (iniekcja uszczelniająca główna).

Etap III - uszczelnienie obudowy tubingowej i górotworu po całkowitym jego rozmrożeniu (iniekcja uzupełniająca/interwencyjna).

Przedsiębiorstwo Budowy Kopalń PeBeKa S.A.
Grupa KGHM



Dziękuję za uwagę

Zapylenie powietrza na wylocie ścian eksploatacyjnych kopalń węgla kamiennego

Dariusz Obracaj
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

STRESZCZENIE: Powstawanie pyłu w kopalniach węgla kamiennego jest naturalną konsekwencją procesów urabiania i transportu węgla. Rozwój techniki urabiania skał w kopalniach podziemnych wiąże się ze wzrostem emisji pyłu do wyrobisk podziemnych. Do najbardziej pyłotwórczych procesów technologicznych zalicza się urabianie złoża za pomocą skrawania calizny. W występowaniu zagrożenia pyłami szkodliwymi dla zdrowia duże znaczenie ma koncentracja frakcji respirabilnej pyłu i zawartość w nim wolnej krzemionki krystalicznej. W referacie przedstawiono źródła emisji pyłu respirabilnego w wysokowydajnych ścianach eksploatacyjnych. Przeprowadzono analizę czynników decydujących o emisji, unoszeniu i wypływie pyłów frakcji całkowitej i respirabilnej ze ścian eksploatacyjnych. Zwrócono uwagę na kształtowanie się przepływu powietrza i pyłów w kalane ściany przy stosowaniu środków ograniczające pyłotwórczość w trakcie urabiania calizny węglowej. Przedstawiono wyniki badań emisji pyłów respirabilnych w dwóch ścianach eksploatacyjnych urabianych kombajnami i w dwóch ścianach strugowych.

SŁOWA KLUCZOWE: Ściany eksploatacyjne, zapylenie powietrza, emisja pyłów frakcji respirabilnej

1. WPROWADZENIE

Zapylenie powietrza jest jednym z najpoważniejszych zagrożeń środowiska pracy w górnictwie. Rozwój techniki urabiania skał w kopalniach podziemnych wiąże się ze wzrostem emisji pyłu w wyrobiskach. Pył tworzący się w kopalniach podziemnych i rozprzestrzeniający się wyrobiskami podziemnymi jest konsekwencją prowadzenia robót górniczych w górotworze. Coraz lepsze i wydajniejsze maszyny urabiające nie powodują zmniejszenia zapylenia powietrza, a wręcz przeciwnie – przyczyniają się do jego zwiększenia. Pył węglowy jest czynnikiem sprzyjającym powstawaniu zagrożenia wybuchowego i zagrożenia pyłami szkodliwymi dla zdrowia.

System ścianowy eksploatacji złóż węgla kamiennego jest głównym źródłem emisji pyłu. Wzrost wydobycia węgla ze ściany eksploatacyjnej jest bezpośrednio związany ze zwiększoną emisją pyłu, pomimo stosowania nowoczesnych technik obniżających pyłotwórczość [43, 44].

W występowaniu zagrożenia pyłami szkodliwymi dla zdrowia duże znaczenie ma koncentracja frakcji respirabilnej pyłu i zawartość w nim wolnej krzemionki krystalicznej (SiO_2), która zalicza się do pyłów zwłókniających tkankę płucną [17, 42, 46].

Rodzaj skał, a przede wszystkim skład mineralogiczny oraz zawartość kwarcu, wpływają na wielkość emisji pyłu i zawartość wolnej krzemionki krystalicznej w pyle. Dodatkowo parametry takie jak łupliwość, zwięzłość i twardość minerałów decydują o ilości wytwarzanego pyłu [31]. Tworzący się pył węglowy zależny jest również od zawartości części lotnych, zawartości wilgoci całkowitej i popiołu w złożu węgla. Zawartość części niepalnych, jak i wolnej krzemionki krystalicznej w pyle jest zwykle większa niż w złożu. Wielkość minerałów w złożu nie decyduje jednak o większej ilości pyłu respirabilnego podczas urabiania węgla [9, 20, 31, 49].

Właściwości fizyczne pyłu węglowego są jednym z czynników decydujących o rozprzestrzenianiu się pyłu w wyrobiskach górniczych. Mają one wpływ na unoszenie ziaren pyłu i ich depozycję w przewodach wentylacyjnych, jakimi są wyrobiska górnicze. Do właściwości, które wpływają na rozprzestrzenienie się pyłu, należy zaliczyć: rozmiar i kształt ziaren, ciężar właściwy, rozkład frakcyjny i mineralogiczny, właściwości kohezji ziaren oraz adhezji z warstwą osiadłą pyłu. Siły kohezji i adhezji zależą w głównej mierze od wilgotności pyłu.

Źródła emisji pyłu w kopalniach podziemnych można podzielić na źródła pierwotne i wtórne. Emisja pyłu ze źródeł pierwotnych połączona jest z procesami urabiania złoża oraz rozdrabniania poprzez skrawanie, kruszenie, mielenie itp. [14, 15, 17, 21, 26, 27, 28, 36, 39].

Do wyżej wymienionych pierwotnych źródeł pyłu należy również dodać źródła wtórne związane są przede wszystkim z porywaniem ziaren pyłu osiadłego na spągu, ociosie, stropie i elementach wyposażenia wyrobiska. Dodatkowe źródła związane są z odstawą i transportem urobku i występującymi w tych ogniwach technologicznych przesypami.

Głównym źródłem emisji pyłu w ścianach eksploatacyjnych jest proces skrawania calizny węglowej i większość badań koncentruje się na ograniczenie emisji i unoszenia ziaren pyłu podczas tego procesu. Nie jest to jednak jedyne źródło emisji a o transporcie tego pyłu w raz z powietrzem decyduje wiele czynników.

2. CZYNNIKI WPŁYWAJĄCE NA EMISJĘ PYŁU WĘGLOWEGO PODCZAS URABIANIA ZŁOŻA WĘGLA KAMIENNEGO

Czynniki wpływające na powstawanie pyłu z urabianego złoża można podzielić na pięć grup:

1. do pierwszej grupy czynników należą: właściwości geologiczne i geomechaniczne górotworu, a przede wszystkim: zwięzłość, wilgotność, skład i stopień metamorfizmu węgla, obecność geologicznych zaburzeń, przerostów węgla, szczelinowatość;
2. druga grupa związana jest ze sposobem urabiania calizny węglowej, a w szczególności z rodzajem organu urabiającego i noży skrawających, głębokości skrawania, prędkości posuwu, wysokości ściany, głębokości zabioru;
3. do trzeciej grupy czynników należą: prędkość ruchu i ilość powietrza przepływającego przez wyrobisko, charakter ruchu powietrza w strefie pracy kombajnu oraz kierunek przepływu powietrza względem kierunku urabiania calizny węglowej;
4. do czwartej grupy należą czynniki technologiczne, takie jak: sposób kierowani stropem, rodzaj skał stropowych i ciśnienie górotworu, rodzaj obudowy i sposób jej przesuwania, przekładka przenośnika, kąt nachylenia ściany, długość ściany, postęp frontu;
5. do piątej grupy zaliczają się wszystkie metody i środki profilaktyki przeciwpyłowej w ścianach eksploatacyjnych, a przede wszystkim sposób i rodzaj zraszania organów kombajnów lub strugów ścianowych w trakcie urabiania calizny węglowej.

W większości przypadków decydujący jest wpływ czynników z pierwszych trzech grup. W czwartej grupie istotne znacznie ma przesuwanie obudowy zmechanizowanej.

2.1. *Warunki geologiczne i właściwości geomechaniczne górotworu*

Rodzaj skał, a przede wszystkim skład mineralogiczny oraz zawartość kwarcu, wpływają na wielkość emisji pyłu i zawartość wolnej krzemionki krystalicznej w pyle, ponieważ większość pokładów węgla ma przerosty warstw skalnych. Pyłotwórczość węgla zależy od jego naturalnego składu, stopnia metamorfizmu, wilgotności, zwięzłości, ilości mineralnych wtrąceń i stopnia ich zmienności (w strefie geologicznych zaburzeń) [42, 49]. Natomiast stopień rozdrobnienia węgla do frakcji pyłowych, przy urabianiu organami kombajnu, zależy od ścieralności oraz twardości, przez którą rozumie się liczne składowe oporu występujących petrograficznych składników węgla. Im łupliwość skały jest mniejsza, tym większe jest prawdopodobieństwo powstawania ziaren pyłu o mniejszych średnicach [13].

W pracy [13] podano, że przy wybieraniu złoża węgla z małą zawartością dodatkowych minerałów zapylenie powietrza jest mniejsze niż przy wybieraniu węgla z dużą ich zawartością. Urabianie w pokładzie węgla półbłyszczącego i matowego prowadzi do zwiększenia zapylenia powietrza. Macerały grupy witrynitu są najbardziej kruche z wszystkich pozostałych grup, charakteryzują się występowaniem prostopadłych do siebie spękań i szczelin (tzw. szczelinek kontrakcyjnych), tym wyraźniejszych, im wyższy jest stopień uwęglenia. Szczelinki te zwiększają kruchość węgla witrynitowego [19]. Węgle takie łatwo ulegają uziarnieniu podczas urabiania i przyczyniają się do większego zapylenia. Wpływ macerałów węgla na pyłotwórczość oceniano na podstawie porównania ich zawartości w próbkach węgla i w miale po urobieniu węgla [13]. Szczelinowatość węgla, ze zwiększoną w nim zawartością witrynitu, nieprzerwanie rośnie i osiąga maksymalną wartość przy zawartości witrynitu około 100%. Wraz ze wzrostem zawartości w węglu witrynitu, w przypadku powstawania pyłu w wyniku pracy kombajnów, ilości cząstek o rozmiarach poniżej 5 μm zwiększają się, co jest zgodne z własnościami rozpatrywanych mikrokomponentów.

Na podstawie badań zawartości mikrolitotypów i karbominerytów węgli urabianych w ścianach, w których mierzono stężenie pyłów, wykazano, że istnieją pewne zależności pomiędzy składem maceralnym i mikrostrukturą a stężeniem pyłów w wyrobiskach ścianowych, ale można je obserwować tylko w poszczególnych typach węgla [49]. Wykazano wpływ zwartości macerałów witrynitu w ilości ponad 80% w urabianych węglach na wzrost stężenia pyłów respirabilnych w powietrzu. Zawartość witrynitu w typach węgla 33 i 35 z uwagi na jego kruchość sprzyja wzrostowi emisji pyłu respirabilnego. Jednak w węglu typu 34 przy wzroście zawartości witrynitu powstaje znacznie więcej ziaren o średnicach większych niż 10 μm [49].

Wraz ze wzrostem zawartości macerałów grupy liptynitu pyłotwórczość maleje i dlatego węgle z dużymi zawartościami matowych odmian mniej pylą. W węglach z dużą zawartością części lotnych macerały liptynitu są twardsze niż macerały witrynitu. Macerały liptynitu mają także własności spajające i znaczną sprężystość, co wpływa na wytrzymałość mechaniczną pokładów węgla [23]. W węglach kamiennych zawartości macerałów liptynitu są niewielkie i kształtują się na poziomie kilku procent. W caliźnie węglowej rozłożone są one nierównomiernie, dlatego na zwięzłość węgla i dyspersyjny skład pyłu nie wykazują istotnego wpływu, chociaż w pracy [49] zwraca się uwagę na widoczny wpływ wzrostu stężenia ziaren pyłu całkowitego przy urabianiu węgli typu od 31 do 33 ze zwiększoną zawartością liptynitu. Dla innych typów węgli takiej zależności nie podaje się. Wzrost zawartości liptynitu, przy jednoczesnym zmniejszeniu zawartości macerałów grupy witrinitu, przyczynia się do wzrostu pyłotwórczości [13]. Skład petrograficzny węgla zmienia się w różnym stopniu, dlatego przy jego urabianiu poprzez skrawanie organami zaopatrzonymi w noże trudno jednoznacznie ocenić wpływ macerałów witrynitu na tworzenie się pyłu.

Macerały grupy inertynitu mają większą twardość od pozostałych grup. Ich duża zawartość w pokładzie powoduje zwiększenie wytrzymałości mechanicznej [23]. W węglach wzbogaconych w inertynit i liptynit wzrasta efekt pyłotwórczy podczas urabiania węgla, przy czym wpływ liczby tych odmian obserwuje się najczęściej przy typie węgla 32 [49]. Komponenty grupy inertynitów przy rozdrabnianiu węgla koncentrują się w grubszych frakcjach. Jednak węgle z przeważającą zawartością fuzynitu są sypkie i przy rozdrabnianiu wytwarzają dużo cząstek [13]. Wraz ze wzrostem zawartości fuzynitu w węglu wzrasta lepkość i gęstość węgla i zmniejsza się jego szczelinowatość. Węgle z przeważającą zawartością fuzynitu mają mniejszą wytrzymałość przy urabianiu i dają większe ilości miału. Obecność w węglu grubych warstw fuzynitu zmniejsza jego wytrzymałość mechaniczną. Fuzynit ma możliwość pochłaniania większej ilości wilgoci niż macerały witynitu. Wilgoć znajduje się w nim w postaci wolnej i łatwo zanika przy osuszaniu. Nie obserwuje się wpływu zwartości fuzynitu w węglu na rozkład frakcyjny pyłu powstającego przy urabianiu węgla. W pracy [13] wykazano brak wpływu zawartości liptynitów czy inertynitów w węglu na proces zwiększenia ziaren pyłu respirabilnego podczas skrawania.

W węglu znajdują się również domieszki innych składników mineralnych (węglany, łupki, iły, piryt i inne). Dodatkowo takie parametry jak łupliwość, zwięzłość i twardość minerałów decydują o ilości wytwarzanego pyłu [31]. W piaskowcach kwarc jest głównym składnikiem materiału okruchowego, a jego zawartość wynosi od około 50 do 75% wag. Zawartość wolnego kwarcu w łupkach jest niewielka i generalnie zawiera się w przedziale 1–7% wag. W łupkach kwarc wykształcony jest najczęściej w postaci małych ziaren o średnicy 20–100 μm, rzadko do 200 μm. Wielkość ziaren minerałów w skale nie ma jednak bezpośredniego wpływu na emisję i wielkość tworzących się ziaren pyłu [9, 20]. Zawartość wolnej krzemionki w skałach zależy od domieszki minerałów ilastych. Obserwuje się jednak większą zawartość SiO_2 w pyle respirabilnym niż w samym złożu [20, 31].

Iłowe domieszki w węglu spotyka się w postaci cząstek o wymiarach do 100 μm [13]. Występują one najczęściej również w postaci soczewek, warstw rozproszonych w węglu. Wraz ze wzrostem zawartości domieszek wzrasta gęstość i zmniejsza się szczelinowatość węgla. Po nasyceniu wodą ilaste cząstki zapełniają szczeliny w węglu, zmniejszając jego wytrzymałość. Przy większym nasyceniu wodą są z kolei wypłukiwane („ługowane"), co naruszać może rozkład naprężeń w caliźnie, dlatego przy wzroście zawartości materiałów ilastych zmniejsza się zawartość drobnych frakcji pyłu przy jego urabianiu. W drobnych frakcjach zawartość minimalnych cząstek jest mniejsza niż minimalnych wtrąceń w caliźnie węglowej. Względnie nieduża zawartość domieszek ilastych w węglu nie wykazuje istotnego wpływu na rozkład frakcyjny pyłu.

Na własności pyłotwórcze węgla wpływa również zawartość pirytu. Równomierne rozłożenie pirytu w węglu powoduje zwiększenie jego zwięzłości przy urabianiu. W pracy [26] wykazano, że nie jest możliwe ścisłe określenie wpływu zawartości popiołu oraz części lotnych w tworzeniu pyłu respirabilnego przy eksploatacji złóż węgla. Na podstawie przeprowadzonych doświadczeń autorzy potwierdzili jedynie, że niska zawartość popiołu i wysoka zawartość części lotnych w węglach bitumicznych prowadzą do większego zapylenia powietrza pyłem respirabilnym, jednak wpływ ten jest znacząco różny w poszczególnych pokładach i zagłębiach węglowych w USA [26]. Większa zawartość popiołu i części lotnych zwiększa udział części respirabilnych w pyle lotnym [26].

Również zawartość wilgoci w węglu ma pewien wpływ na pyłotwórczość podczas urabiania w związku z przyjmowaniem ładunków elektrostatycznych na ziarnach pyłu. Steven J. Page wykazał, że dla każdego typu węgla istnieje inna charakterystyka przyjmowania ładunków

elektrostatycznych na powierzchnię ziaren pyłu podczas ich tworzenia. Badania nad koagulacją elektrostatyczną próbek pyłu pobranego podczas urabiania pokładów węgla zawierających od 0,5 do 4,5% naturalnej wilgoci wykazały, że aglomeraty ziaren tworzą się najłatwiej przy zawartości 0,5% wilgoci naturalnej, natomiast bardzo trudno przy zawartości wilgoci większej niż 1,3% [26]. Ładunki elektrostatyczne na cząstkach wpływają widocznie na siły adhezji pomiędzy cząstkami mniejszymi od 7 μm. Generalnie liczba cząstek lotnych zmniejsza się, jeżeli następuje wzrost ładunków elektrostatycznych na cząstkach, natomiast jeśli zawartość wilgoci w pyle rośnie, ładunki elektryczne rozpraszają się, a poziom zapylenia zaczyna wzrastać. Zapylenie powietrza w ścianach eksploatacyjnych spada po przekroczeniu pewnej zawartości wilgoci w pyle, zależnie od typu węgla i prędkości przepływu powietrza. Podobny wpływ zawartości wilgoci wykazano w pracy [13]. Wraz ze wzrostem zawartości wilgoci w pokładzie węgla wzrasta stopień zawilgocenia powierzchni szczelin, porów i znajdujących się w nich cząstek. Obserwacje dotyczące zapylenia powietrza w kopalniach przy urabianiu pokładów, w których zawartość całkowitej wilgoci wahała się w przedziale 1–12%, wykazały, że zapylenie znacznie zmniejsza się przy zwiększeniu wilgotności węgla. Wykazano, że sztuczne zwiększenie zawartości wody w węglu (powyżej 5%) powoduje zmniejszenie stężenia pyłu powietrza dwukrotnie. Zawartość wilgoci w węglu decyduje również o jego lotności. W pracy [7] wykazano, że zwartość powinna być większa niż 8%, ponieważ wówczas pył w czasie urabiania będzie pozbawiony lotności. Zawartość wody całkowitej w pyle zależy od wilgoci higroskopijnej i wraz z jej wzrostem powinna być większa niż 8%.

2.2. *Sposób urabiania calizny węglowej*

Jak wykazano wcześniej, zapylenie powietrza w wyrobiskach podziemnych kopalń węgla kamiennego jest zależne od wielu czynników. Największe znaczenie mają procesy technologiczne związane ze skrawaniem, frezowaniem, kruszeniem, ścieraniem, mieleniem itp. Do czynników wpływających na wielkość emisji pyłu podczas tych procesów zalicza się rodzaj urabianych skał, typ noży skrawających i dysz zraszających oraz prędkość i kierunek samego skrawania.

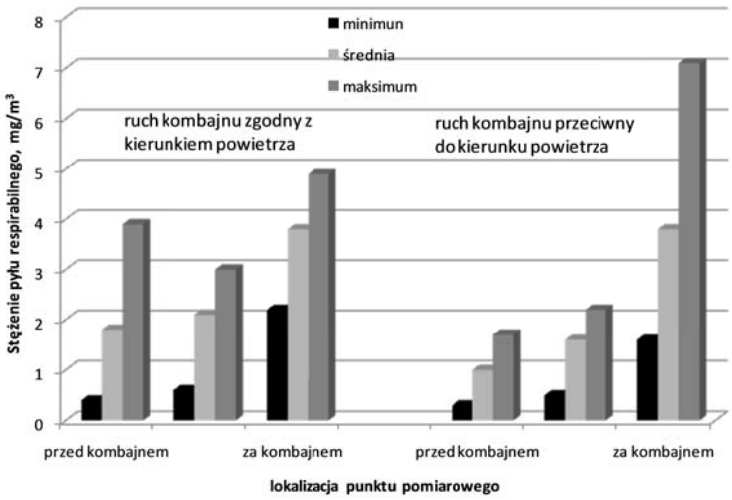
W przypadku urabiania calizny węglowej za pomocą kombajnów emisja pyłu zachodzi głównie w wyniku skrawania. Działanie to, zwłaszcza za pomocą noży kombajnowych, pociąga za sobą znaczne rozdrobnienie substancji stałej i emisję najdrobniejszych cząstek pyłu do powietrza. Większa część tych najdrobniejszych cząstek pozostaje w stanie pyłu zawieszonego (*airborne particle*) [14]. O ilości pyłu zawieszonego decyduje również rodzaj stosowanych środków ograniczania emisji pyłu dla danego typu kombajnu [14, 20, 37, 38].

Wpływ materiału i geometrii noży skrawających na wielkość absorbowanej energii podczas skrawania jest znany i uwzględniany przy konstrukcji głowic urabiających. Skrawanie jest jednak procesem mniej pyłotwórczym, jeżeli przebiega wzdłuż naturalnych płaszczyzn łupliwości skały. Wielkość emisji pyłu uzależniona jest również od głębokości i prędkości skrawania. Wzrost jej prędkości, przy tej samej głębokości skrawu, powoduje wzrost rozdrabniania materiału, natomiast zmniejszanie głębokości, przy tej samej prędkości, również powoduje wzrost zapylenia powietrza [20]. Wielkość emisji pyłu uzależniona jest również od rodzaju instalacji zraszającej (wewnętrzna lub zewnętrzna) oraz typu dysz zraszających. Maszyna, która zwiększa głębokość skrawania, potrzebuje wyższego momentu obrotowego i może być podatna na większe wibracje pod wpływem uderzeń. Kąt natarcia noża również wpływa na powstawanie pyłu. Jeżeli znacząco zmniejszymy kąt natarcia, to tył noża będzie trzeć po niedawno powstałej od uderzenia powierzchni, absorbując dodatkową energię i powodując dalsze rozdrobnienie skały. Projektowanie skrawania skały jest kompromisem pomiędzy skutecznością (wydatko-

waną energią), uzyskiwanymi charakterystykami a produkcją pyłu. Rozbieżne opinie dotyczą wyboru geometrii końcówki noża dla danej maszyny i typu skał [20].

Innym czynnikiem wpływającym na wielkość emisji pyłu jest szybkość posuwu skrawu. Dla pewnej danej głębokości skrawania wzrastająca prędkość skrawania prowadzi do większego poziomu rozdrabniania i w konsekwencji produkcji pyłu. Dodatkowo, ruch głowicy urabiającej przyczynia się do relatywnie większej prędkości pomiędzy lokalnym strumieniem powietrza i rozdrobnionym materiałem na caliźnie (lub fragmencie rozłamu). Pomaga to w porywaniu cząstek pyłu przez powietrze.

Kierunek ruchu kombajnu w stosunku do kierunku przepływu powietrza ma również wpływ na poziom zapylenia powietrza w ścianie. W pracy [6] wykazano większy przyrost stężenia pyłu w pobliżu kombajnu w stosunku do stężenia przed kombajnem, przy jego ruchu przeciwnym do kierunku powietrza, niż w przypadku ruchu zgodnego z kierunkiem powietrza. Przeprowadzone na większą skalę badania w 44 ścianach [35] wykazały, że jeśli kombajn poruszał się przeciwnie do kierunku powietrza, to przyrost stężenia pyłu respirabilnego przy kombajnie w stosunku do stężenia przed kombajnem wynosił średnio 0,51 mg/m^3, a jeżeli kombajn poruszał się zgodnie z kierunkiem powietrza, to przyrost wynosił około 0,31 mg/m^3, co stanowi trzykrotnie mniejsze wartości niż w poprzednich badaniach (rys. 1).

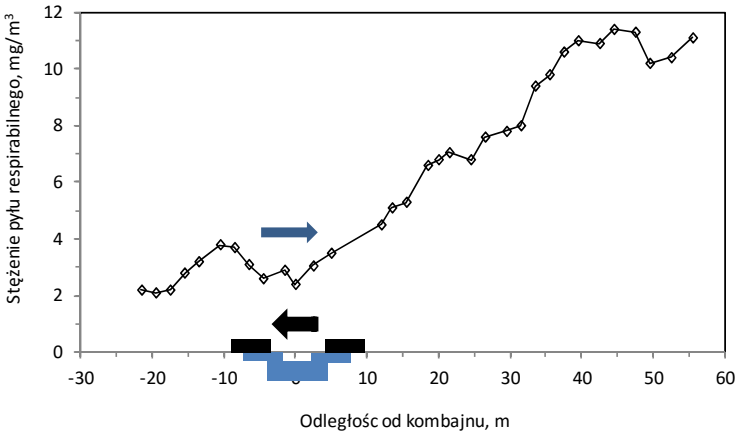


Rys. 1. Stężenie pyłu respirabilnego dla ruchomych punktów pomiarowych podczas urabiania kombajnem w badanych ścianach wg [35]
Figure 1. Range of dust concentrations for mobile sampling measurements for mining operations in representing longwall panels [according to the [35])

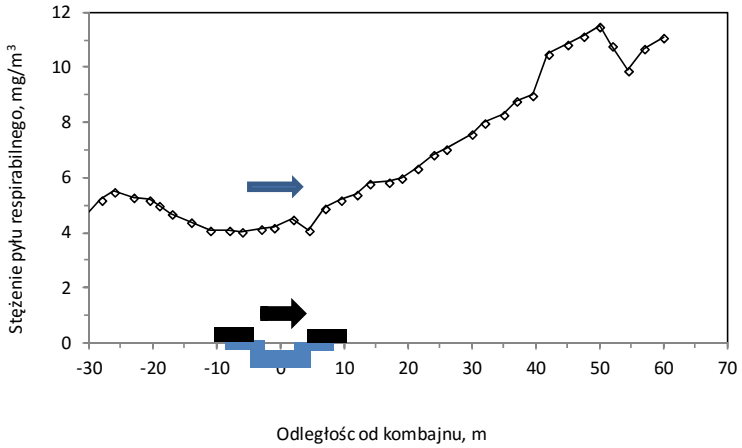
Autorzy podają, że był to skutek m.in. zabudowania systemów bezpośredniego zraszania na górze obudowy kombajnu oraz wprowadzenia deflektorów powietrza na pierwszych sekcjach obudowy zmechanizowanej, które kierowały powietrze na ścianę, uniemożliwiając wypływ do zrobów. Na podstawie pomiarów wykonywanych za pomocą „mobilnych pyłomierzy" (pomiarowcy przesuwali się wraz z przyrządami) wykazano, że stężenie pyłu za kombajnem znacznie rosło w momencie, gdy kombajn dojeżdżał do wnęki dolnej z kierunku przeciwnego do kierunku powietrza (wlotu powietrza do ściany). Podobnie stężenie przed kombajnem rosło, jeżeli

dojeżdżał on z kierunku zgodnego z kierunkiem powietrza do wnęki górnej. Wykazano, że przyczyną było przesuwanie sekcji obudowy.

Wpływ kierunku ruchu kombajnu oraz przesuwania obudowy na poziom koncentracji pyłu wzdłuż ściany wykazali również R. D. Lama i Y. Liu [16]. Na rysunkach 2 i 3 przedstawiono wyniki stężenia pyłu przed i za kombajnem poruszającym się zgodnie z kierunkiem i przeciwnie do kierunku przepływu powietrza.



Rys. 2. Profil koncentracji pyłu respirabilnego podczas urabiania kombajnem w kierunku przeciwnym do kierunku przepływu powietrza (pomiar na wysokości 0,5 m nad spągownicą sekcji obudowy zmechanizowanej), wg [16]
Figure 2. Respirable dust concentration profile during Main-to-Tailgate cutting pass (measurement at 0.5 m in front of legs of supports) [16])



Rys. 3. Profil koncentracji pyłu respirabilnego podczas cyklu czyszczenia trasy kombajnem w kierunku zgodnym z kierunkiem przepływu powietrza oraz przesuwania obudowy (nad spągownicą sekcji obudowy zmechanizowanej), wg [16]
Figure 3. Respirable dust concentration profile during Main-to-Tailgate cleaning pass (measurement at 0.5 m in front of legs of supports) [16]

Na podstawie rejestracji stężenia pyłu respirabilnego w ścianie wykazano w pracy [16], że więcej pyłu powstaje podczas ruchu kombajnu urabiającego w kierunku przeciwnym do kierunku ruchu powietrza niż podczas jego powrotu zgodnie z kierunkiem powietrza podczas czyszczenia trasy. Nie tylko wpływ skrawania jest większy niż tryb czyszczenia, ale również skrawanie górnej części pokładu daje więcej pyłu niż skrawanie części dolnej. Wykazano też, że podczas operacji czyszczenia trasy kombajnu i przesuwania obudowy sumaryczne stężenie w strefie przejścia (poruszania się kombajnisty i operatorów sekcji obudowy zmechanizowanej) w części wylotowej ściany jest podobne lub nawet większe niż podczas urabiania w środku ściany. W czasie obserwacji stężeń rejestrowano również wstrząsy związane z postępującym zawałem. Wykazano, że minimalnie wpływają one na stężenie pyłu w przejściu załogi (maksymalny przyrost o 2 mg/m^3).

Na spadek strumienia powietrza, i tym samym mniejsze rozrzedzenie pyłu w powietrzu, wpływa opór kombajnu ścianowego i kierunek jego ruchu w stosunku do kierunku przepływu powietrza. Największe stężenie pyłu w przekroju przejścia załogi występuje w pewnej odległości od kombajnu, a nie w jego bezpośrednim sąsiedztwie. Odległość ta zależy od:

- wzrostu prędkości przepływu powietrza przez zawężony przekrój kanału ściany wokół kombajnu,
- prędkości posuwu kombajnu podczas cięcia i podczas czyszczenia w stosunku do prędkości strumienia powietrza,
- rozkładu zmian prędkości na długości ściany wywołanego migracją powietrza przez zroby.

2.3. *Parametry termodynamiczne powietrza*

Wśród parametrów termodynamicznych powietrza przepływającego w ścianie decydujące znaczenie w unoszeniu i rozprzestrzenianiu się ziaren ma prędkość przepływu powietrza oraz jej charakter, ale również i zawartość wilgoci w powietrzu. Parametry te mają większe znaczenie w procesie pyłotwórczości w ścianach eksploatacyjnych niż same źródło emisji [13, 17].

Przewietrzanie ściany eksploatacyjnej jest najważniejszym środkiem uzyskania zmniejszenia stężenia pyłu w przepływającym powietrzu do bezpiecznych wartości. Dotyczy to zarówno pyłu frakcji całkowitej, jak i respirabilnej. Głównym celem dostarczanego strumienia powietrza jest więc rozrzedzenie, ale i strącanie pyłu w kierunku spągu wyrobiska tak, aby zapobiec jego migracji do obszaru, w którym porusza się załoga w ścianie. W latach 70. ubiegłego wieku istniał pogląd, że prędkość powietrza w ścianach na poziomie 2,0–2,5 m/s wydaje się być odpowiednia do zwalczania zapylenia pyłem całkowitym i respirabilnym [22].

Badania MSHA [47] wykazały, że jeśli prędkość powietrza zostanie zwiększona powyżej 6 m/s, to poziom stężenia pyłu respirabilnego wzdłuż przodka ścianowego ulega zmniejszeniu. Jeśli prędkości powietrza wzrastają, to ważnym staje się dostateczne zwilżenie węgla, w celu wyrównania potencjału wzrostu porywania ziaren wraz z wyższymi prędkościami powietrza. Wyższe prędkości powodują przepływ większych strumieni powietrza w celu lepszego rozrzedzenia pyłu wlotowego, ale również porywają ziarna pyłu generowane podczas przesuwania sekcji obudowy. Natomiast wyższe prędkości wokół kombajnu ograniczają dostawanie się pyłu do obszaru przodka i obniżają zapylenie wzdłuż trasy, którą porusza się operator kombajnu i sekcji zmechanizowanych. Również wyższe prędkości zapewniają rozpraszanie pyłu z obszarów stagnacji (zalegania) na wlocie ściany i wzdłuż linii obudowy.

Wpływ prędkości przepływu powietrza na wtórne unoszenie pyłu w wyrobiskach ścianowych jest dobrze poznany. Wielu autorów wskazuje na szeroki zakres prędkości powietrza (1,5–5 m/s), którego przekroczenie powoduje wzrost koncentracji pyłu. Autorzy podkreślają

również, że ustalenie granicznej prędkości jest możliwe tylko na podstawie pomiarów w rzeczywistych warunkach. W badaniach prowadzonych w byłym ZSRR wykazano, że wzrost prędkości powietrza powoduje wzrost koncentracji cząstek o większych rozmiarach. Według pracy [20] przy prędkościach 3,5–4,5 m/s cząstki respirabilne stanowią tylko 25–35% udziału w unoszonym pyle. Według badań niemieckich optymalne prędkości w ścianie mieszczą się w przedziale 2,5–3,5 m/s przy zawartości wilgoci w pyle 5–8% [1].

Wielu autorów dowodzi, że jednym z mechanizmów unoszenia pyłu osiadłego na spągu są zderzenia ziaren opadających z warstwą pyłu osiadłego i im większe są ich rozmiary tym większa liczba kolejnych ziaren porywanych przez powietrze. Prowadzone przez J. Zacharzewskiego [50] badania nad unoszeniem pyłu na modelu laboratoryjnym wyrobiska podziemnego wykazały, oprócz wpływu oporu aerodynamicznego wyrobiska i jego średnicy zastępczej, również wpływ czasu. Porywanie cząstek wzrasta podczas zmian prędkości, a wraz z czasem stężenie na wylocie z punktu pomiarowego zmniejsza się asymptotycznie do pewnej ustalonej wartości dla danej prędkości powietrza.

Badania prowadzone w KD „Barbara" w latach 70. XX wieku wykazywały, że unoszenie pyłu węglowego następuje przy prędkości powietrza 5–6 m/s, a pyłu kamiennego przy około 8 m/s [49]. Na podstawie badań amerykańskich naukowców, przeprowadzonych w latach 70., kiedy technologia eksploatacji ścianowej nie była w USA rozwinięta, sugerowano, że w ścianach prędkość powinna zawierać się w granicach 1,7–2,3 m/s w celu odpowiedniego ograniczenia zagrożenia pyłem respirabilnym [22]. Obecnie w większości ścian kopalń amerykańskich prędkość średnia w przekroju poprzecznym wynosi od 3,3 do 4,1 m/s [37]. Przeciętna ilość powietrza w ścianach wzrosła w ostatnich dwóch dekadach o około 65% w porównaniu do połowy lat 90. ubiegłego wieku. Wzrost prędkości powietrza był możliwy dzięki rozwojowi systemów zraszania na kombajnach. Wyższe prędkości powodują większe strumienie powietrza w celu lepszego rozrzedzania pyłu, ale również porywają ziarna pyłu osiadłego na obudowie. Wyższe prędkości przepływu wokół kombajnu ograniczają dostawanie się pyłu do czoła przodka i obniżają zapylenie na trasie przejścia operatorów kombajnu lub sekcyjnych.

Wykazano również [16], że ucieczki powietrza w systemie przewietrzania ściany mają wpływ na kształtowanie się stężenia pyłu respirabilnego w ścianie. Qin i Ramani [36] przeprowadzili badania nad wpływem prędkości powietrza wzdłuż ściany na stężenie pyłu. Wykazali, że wraz ze wzrostem ucieczek powietrza w ścianie rośnie stężenie pyłu na długości ściany. Dopływ powietrza w górnej części ściany powoduje rozrzedzenie i spadek stężenia pyłu, jednak zmiany nie są znaczne i zależą od ilości produkowanego pyłu oraz szybkości przesuwania się źródła wzdłuż ściany. Przyrost stężenia jest większy dla pyłu respirabilnego niż pyłu całkowitego. Wzrost prędkości powietrza w końcowym odcinku ściany nie powoduje znacznego zmniejszenia stężenia pyłu. Przy stałych prędkościach powietrza i stałej wydajności źródła mniejsze prędkości przesuwania wzdłuż ściany powodują większe zapylenie powietrza [30, 31]. Udowodniono również, że różnice pomiędzy stężeniem pyłu respirabilnego a stężeniem całkowitym są większe przy mniejszych prędkościach przepływu powietrza w ścianie niż przy prędkościach większych.

Powszechnie uważa się, że przy systemie przewietrzania „U" z uszczelnianiem likwidacji chodnika podścianowego uzyskuje się niższe stężenie pyłu respirabilnego wokół kombajnisty i operatorów sekcyjnych niż w przypadku bez uszczelniania oraz w przypadku systemu przewietrzania „Y" (ang. *bleeder system* – odprowadzenie powietrza w dwóch kierunkach), co spowodowane jest ucieczkami powietrza do strefy zawału [16]. Wyniki przeprowadzonych badań wykazały, że wielkość ucieczek (zmniejszenie się strumienia powietrza) wzdłuż trasy przejścia operatorów ma większy wpływ na stężenie pyłu respirabilnego na stanowiskach kom-

bajnistów i sekcyjnych niż bezpośrednie ucieczki za obudowę zmechanizowaną do strefy zawału.

Czynniki termodynamiczne powietrza to przede wszystkim temperatura i wilgotność powietrza, które mają pewien wpływ na unoszenie ziaren pyłu węglowego. W sytuacji, gdy w przepływającym powietrzu istnieć będzie gradient temperatury, na ziarno pyłu wyrzucane do powietrza będą oddziaływać siły termiczne. Wpływ tych sił na ruch pojedynczego ziarna jest znany i wykazywany w przypadku dopiero gdy gradient temperatury w polu przepływu ziarna jest większy od 1000 K/cm [48]. Zaburzenie trajektorii ruchu ziarna w powietrzu nie jest zależne od jego rozmiaru. Zakres zmian temperatury powietrza przy przepływie wokół źródła, jakim przykładowo jest kombajn lub strug ścianowy, nie wpływa zatem na emisję ziarna pyłu i jego dalszy ruch w powietrzu kopalnianym.

Wilgoć zawarta w powietrzu wpływa z kolei przede wszystkim na kształtowanie się ładunków elektrostatycznych na ziarnach pyłu i pośrednio na zjawisko koagulacji ziaren. W wilgoci naturalnej zawartej w pyle można wyróżnić wilgoć przemijającą, higroskopijną i całkowitą. Para wodna adsorbowana na powierzchni pyłu znacznie ogranicza powstanie lotnych pyłów respirabilnych. Wykazuje się, że podczas eksploatacji węgla około 0,8–1,0% masy urabianego węgla stanowią pyły respirabilne (<10 μm), a tylko około 0,4% z tej masy staje się pyłami lotnymi, pozostała część zostaje zneutralizowana poprzez adsorpcję wilgoci [32].

Zawartość wilgoci higroskopijnej w pyle wzrasta przy jego emisji w związku ze stosowaniem profilaktyki pyłowej w kopalniach z wykorzystaniem zraszania. Badania amerykańskie [25, 27] próbek węgla z zawartością wilgoci naturalnej w granicach 0,5–4,5% wag. wykazały, że znaczące siły adhezji pojawiają się na ziarnach przy zawartości 0,5%, a znacznie słabną, kiedy zawartość wilgoci wzrasta ponad 1,3%. Dla typowych węgli w kopalniach amerykańskich zawartość wilgoci naturalnej wynosi ponad 7%, co wykazano zarówno w badaniach laboratoryjnych, jak i kopalnianych [27]. Przy zawartości wilgoci w przybliżeniu 1% wag. część cząstek pyłu respirabilnego luźno scala się i utrzymuje w powietrzu nawet przy niższych prędkościach przepływu [36]. Większy niż dwukrotny wzrost prędkości powietrza powoduje, że jego energia pokonuje siły adhezji, powodując powstawanie większej liczby ziaren w strumieniu powietrza i wywołując tym samym względnie wyższe stężenia pyłu w stosunku do strumienia objętości przepływającego powietrza. Zmniejszenie stężenia pyłu na wylocie ze ścian eksploatacyjnych obserwuje się przy dużych prędkościach powietrza i w przypadku ziaren ze zminimalizowaną adhezją [4].

Podobne zależności obserwuje się przy wilgoci higroskopijnej. Wyniki prac badawczych [36] prowadzonych na modelu doświadczalnej ściany eksploatacyjnej w pełnej skali (NOISH Pittsburgh Research Laboratory) wykazują pewien wpływ zawartości wilgoci higroskopijnej na stężenie pyłu respirabilnego na wylocie ze ściany. Wykazano, że ładunki elektrostatyczne na ziarnach pyłu zależą od naturalnej zwartości wilgoci oraz od wilgoci higroskopijnej.

Badania niemieckie również wykazują, że przy zawartości wilgoci naturalnej w granicach 5–8% optymalne prędkości przepływu powietrza przez ścianę wynoszą 3,5–4,5 m/s, a przy mniejszych zawartościach wilgoci prędkość powinna być mniejsza, aby utrzymać stosunkowo niskie zapylenie powietrza [2].

Niska zawartość wilgoci naturalnej w pyle przyczynia się również do jego emisji podczas przesuwania obudowy zmechanizowanej w ścianach eksploatacyjnych. Siły adhezji, zawartość wilgoci w pyle oraz prędkość i kierunek ruchu powietrza w stosunku do kierunku emisji ziaren znad stropnicy obudowy determinują wielkość pyłu respirabilnego pochodzącego z tego źródła emisji. Efekt ten uwidacznia się, kiedy materiał skalny nad stropnicą ma niską zawartość wilgoci higroskopijnej [4, 5].

2.4. *Czynniki technologiczne*

W ostatnich dwóch dekadach w górnictwie amerykańskim zwraca się szczególną uwagę na generowanie pyłu przez obudowę zmechanizowaną, stanowiące jedno ze znaczących źródeł zapylenia w ścianach. Na intensywność pylenia mają wpływ parametry skał stropu bezpośredniego, takie jak: zawartość wilgoci, zwięzłość, gęstość, skład petrograficzny i struktura skał bezpośredniego stropu. Dodatkowo na zapylenie wpływają: ciśnienie górotworu, prędkość powietrza i jego rozkład w przekroju poprzecznym kanału ściany i zmienna prędkość wzdłuż ściany wynikająca z przepływu powietrza przez zroby. Mniejsze znaczenie mają rodzaj i typ obudowy zmechanizowanej ściany.

Podczas przesuwania sekcji osiadły na obudowie pył, ale również rozdrobniony materiał skalny nad stropnicą, opadają bezpośrednio do strumienia powietrza. Wzrost postępu w urabianiu kombajnami czy strugami powoduje większą liczbę przesuwanych obudów w szybszym tempie i w mniejszej odległości od operatora przebywającego w okolicy tylnego organu kombajnu. Większy postęp skraca czas rozrzedzenia pyłu przed jego dotarciem do strefy operatora kombajnu przy ruchu kombajnu zgodnym z kierunkiem powietrza.

W latach 80. XX wieku prowadzono badania w byłym ZSRR, w których wykazano udział tworzącego się pyłu w ścianie przy przesuwaniu obudowy zmechanizowanej. Badania w Karagandzkim Zagłębiu Węglowym wykazały, że znacząca ilość pyłu (47–71% całego pyłu pochodzącego od przesuwania sekcji) przy przesuwaniu sekcji obudowy zmechanizowanej wydziela się ze strefy połączenia stropnic obudowy z osłoną od strony zawału. Około 15–27% pyłu przy przesuwaniu sekcji obudowy pochodzi ze szczelin pomiędzy stropnicami obudowy. Stwierdzono także, że przy przesuwaniu sekcji obudowy wydziela się raczej pył gruby. Udział masowy ziaren mniejszych od 10 μm w stężeniu pyłu wynosi od 2 do 6% [13]. Z całej ilości tworzącego się pyłu 70-80% osadza się w odległości ok. 40-50 m od miejsca przesuwania obudowy, pod wpływem sedymentacji, przy braku stosowania zraszania i przy zgodnym kierunku ruchu kombajnu oraz przepływu powietrza. Wykazano, że zapylenie powietrza w ścianie zmniejsza się przy zwiększeniu zawartości wilgoci i współczynniku zwięzłości skał stropowych. Wraz ze zwiększeniem prędkości powietrza, wysokości ściany, miąższości warstw stropu bezpośredniego zapylenie w odległości 5–8 m od miejsca przesuwania sekcji zmniejsza się.

Przeprowadzone badania amerykańskie [5] wykazały, że zarówno prędkość powietrza, jak i częstotliwość ruchu sekcji obudowy wpływają na stężenie pyłu. Badania wydzielania pyłu podczas przesuwania obudowy zmechanizowanej prowadzono w laboratorium NOISH w Pittsburghu, w tunelu aerodynamicznym, zaprojektowanym do badań nad rozprzestrzenianiem się pyłu przy dużych prędkościach powietrza. Wyniki badań wyraźnie wykazują wpływ zwiększenia prędkości powietrza na zwiększenie stężenia pyłu respirabilnego [18], pomimo wzrostu strumienia powietrza (badania dla pyłu powietrzno-suchego o zawartości wilgoci higroskopijnej poniżej 1%). Stężenie nie spadało, gdyż strumień powietrza porywał ziarna osiadłe na obudowie.

Potwierdzają to inne badania [32] wykazujące, że źródło pyłu powstającego podczas przesuwania obudowy znajduje się przede wszystkim w miejscu kontaktu stropnicy obudowy zmechanizowanej ze stropem pokładu.

2.5. *Wpływ profilaktyki pyłowej na emisję pyłów respirabilnych*

Wartość emisji pyłu zależy również od skuteczności stosowanej profilaktyki pyłowej, w założeniu ograniczającej tę emisję do minimum. Urabianie kombajnami lub strugami ścianowymi generuje powstawanie pyłu, a proces skrawania, pomimo że jest inny dla organów urabiających, a inny dla głowic strugowych, jest najważniejszym źródłem pyłu w ścianie. Dlatego

większość sposobów ograniczania zapylenia powietrza skupia się na pozbawianiu lotności pyłu bezpośrednio w źródle jego tworzenia. Przyjmuje się, że ponad 50% pyłu powstającego w ścianie pochodzi z procesu urabiania [6].

Jednym z istotnych wskaźników lotności pyłu węglowego jest zawartość wilgoci w węglu, związana z zawartością wilgoci higroskopijnej i przemijającej. W przypadku pyłu węglowego zasadniczy udział stanowi wilgoć przemijająca z uwagi na zraszanie źródeł emisji pyłu wodą jako podstawowy środek zwalczania zapylenia w kopalniach. Adsorpcja pary wodnej na powierzchni ziaren uzależniona jest od powierzchni statycznej tych ziaren. Wraz ze zmniejszeniem się średnicy ziaren pyłu zwiększa się ciśnienie pary nasyconej na jego powierzchni, a zatem łatwiej ciecz paruje i trudniej zachodzi kondensacja pary wodnej.

Na ziarnach o większych wymiarach ciśnienie pary wodnej wolniej będzie rosło, a więc ziarna te łatwiej przyjmować mogą parę wodną z powietrza. Na ziarnach pojawiają się siły adhezji. Duży wpływ na koncentrację pyłu w przepływającym wyrobiskami górniczymi z daną prędkością powietrzu ma zjawisko wzrostu cząstek na skutek adsorpcji wody oraz koagulacji ziaren. Zjawiska te powodują wzrost ciężaru cząstek i tym samym przyspieszają efekt grawitacyjnego osiadania lub absorpcji wody. Szybkość tego procesu zależy od ciężaru właściwego pyłu oraz szybkości koagulacji ziaren, na którą oprócz wymiarów, kształtu, ładunku elektrycznego ziarna i częstości zderzeń inercyjnych cząstek wpływa również adsorpcja pary wodnej [6, 10].

Stosowanie środków obniżających napięcie powierzchniowe cieczy prowadzi do zwiększenia zdolności absorbowania pary wodnej z powietrza oraz do szybkiego wzrostu masy i średnicy w wyniku tego procesu. W przypadku gdy wilgoć przemijająca rośnie, ładunki ulegają rozproszeniu, a zapylenie zaczyna wzrastać i nie spadnie, dopóki zawartość wilgoci naturalnej nie osiągnie pewnego poziomu – zazwyczaj powyżej 7%.

Zawartość wilgoci, przede wszystkim zewnętrznej (higroskopijnej), wykazuje zróżnicowany wpływ na zdolność przyjmowania ładunków elektrostatycznych przez cząstki. Przy mniejszej wilgoci zewnętrznej następuje wzrost ładunków elektrostatycznych na cząstkach i tym samym spadek liczby cząstek lotnych w powietrzu. Zależność ta jest jednak silnie związana z typem węgla. Wyniki badań wykazały, że adhezja cząstek, zawartość wilgoci, prędkość powietrza i kierunek ruchu powietrza w stosunku do kierunku emisji ziaren determinują wielkość pyłu respirabilnego na wylocie ze ścian.

W zakresie nawilżania pyłu i pozbawiania go lotności duże znaczenie odgrywa zraszanie wodą, a o efektywności ograniczenia lotności pyłu decydują prędkości rozdrobnionych kropel wody w stosunku do prędkości ziaren pyłu. Prędkości kropel zależne są od ciśnienia i natężenia przepływu wody oraz rodzaju i liczby zastosowanych dysz zraszających [6, 7].

W badaniach [13] przedstawiono podstawowe środki ograniczające pyłotwórczość w trakcie urabiania calizny węglowej oraz ich wpływ na wielkość emisji. Podstawowym środkiem jest zraszanie organów urabiających caliznę węglową. Wykazano, że najistotniejszymi, oprócz systemu zraszania (wewnętrznego, zewnętrznego), parametrami są średnica i ilość wytwarzanych kropel oraz dodatki obniżające hydrofobowość ziaren pyłu. Czynniki te wpływają na wielkość emisji pyłu.

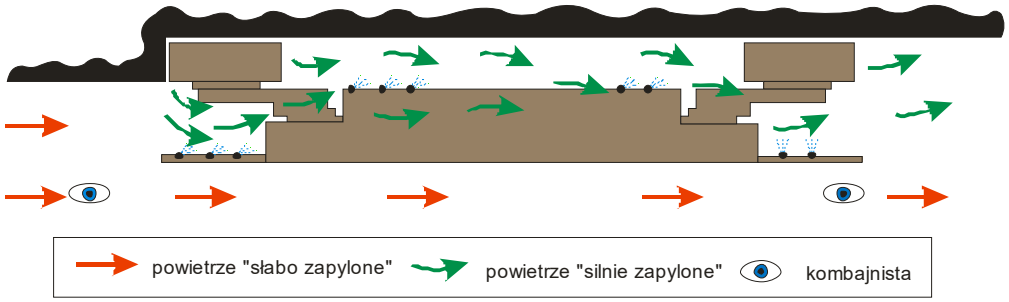
W polskim górnictwie węgla kamiennego stosuje się zraszanie organów urabiających caliznę węglową, jak również kurtyny wodne i powietrzno-wodne, zraszanie przesypów i transportowanego urobku na przenośnikach, zmniejszanie lotności pyłu w procesie mechanicznego kruszenia, przewozu i magazynowania oraz zraszanie ociosów.

W kombajnach ścianowych powszechnie stosowane jest zraszanie wewnętrzne z organów urabiających. W niektórych polskich, jak i amerykańskich kombajnach ścianowych stosuje się zraszanie wodne wewnętrzne, z organów urabiających, zarówno zanożowe, jak i przednożowe [38].

W takim systemie niezbędne jest zapewnienie ciśnienia wody w granicach 2–6 MPa. Stosowany jest również system zraszania z organów z iniekcją powietrza, który może również pracować w układzie przednożowym, jak i zanożowym, kierując strumień wodno-powietrzny pod nóż. Innym rozwiązaniem jest zraszanie powietrzno-wodne z dostarczaniem powietrza sprężonego. Rozwiązania różnią się sposobem doprowadzenia powietrza oraz miejscem jego zmieszania z wodą, np. przed dyszą lub w dyszy. Systemy powietrzno-wodne pozwalają na znacznie zmniejszenie ciśnienia wody (do 0,6 MPa) i zmniejszenie zużycia wody.

W pracy [25] autorzy stwierdzają, że dysze wodne na organach urabiających, chociaż bardzo efektywne w ograniczaniu pyłotwórczości w punkcie skrawania węgla, powiększają poziom lotnego pyłu respirabilnego, jeżeli ciśnienie wody jest zbyt wysokie. Zamiast ograniczać powstawanie pyłu dysze te wyrzucają pył daleko od miejsca skrawania, pozwalając zmieszać się z pierwotnym strumieniem powietrza, który jest wtedy unoszony przez strumień powietrza w przekroju poprzecznym ściany [25]. Badania wykazały, że dysze na organie kombajnu są bardzo efektywne przy zwalczaniu zapylenia, ale zwiększanie ciśnienia wody na dyszach bębnowych ponad 0,7 MPa może zwiększyć narażenie kombajnisty na pył nawet o około 25%. W większości operacji optymalne ciśnienie rozpylanej wody na dyszach bębnowych wydaje się mieć wartości 0,5–0,7 MPa.

Kierunkowe systemy rozpylania wody mogą przyczyniać się do zwiększania pierwotnego przepływu powietrza i zmniejszania ilości generowanego przez kombajn pyłu, który migruje do przejścia ludzi w pobliżu kombajnu. Oprócz systemów zraszania wewnętrznego wykorzystuje się jednocześnie zraszanie zewnętrzne. W takich systemach rozpylacze wody montowane na obudowie kombajnu są odpowiednio ustawione do kierunku ruchu kombajnu i powietrza i kierunkują ruch powietrza i pyłu w stronę calizny węgla (rys. 4).



Rys. 4. Idea działania systemu "*shearer-clearer*" [11]
Figure 4. The idea of the "*shearer-clearer*" system

System ten, o nazwie *shearer-clearer*, znalazł powszechne zastosowywanie w górnictwie amerykańskim [10, 11]. Należy zwrócić uwagę, że źle projektowane i montowane rozpylacze mogą przynosić odwrotny skutek. W przypadku gdy kierunkowe systemy rozpylaczy usiłują ukierunkowywać ruch powietrza, to ciśnienie robocze powinno wynosić przynajmniej 1,0 MPa. Dla takich systemów efektywne są dysze z pustym stożkiem albo rozpylacze Venturiego.

W górnictwie amerykańskim testowane były również bariery odgradzające obszar poruszania się kombajnisty od głowic urabiających caliznę węglową. W pracy [40] podano rozwiązanie zastosowania bariery całkowitej lub częściowej nad obudową kombajnu w celu uniemożliwienia wydostawania się pyłu do strefy przejścia. Bariera jest przezroczysta, pełna w dolnej części, a w górnej składająca się z pasa gumowego. Autorzy wykazali spadek stężenia pyłu na

stanowisku kombajnisty o 59% w przypadku bariery częściowej i około 80% przy barierze pełnej. Bariera nie została jednak wdrożona na szersza skalę z uwagi na brak badań kształtowania się zagrożenia metanowego i utrudnienia widoczności dla kombajnisty.

2.6. *Udział źródeł emisji pyłu w ścianach eksploatacyjnych*

Jak wykazano wcześniej, podczas eksploatacji ścianowej podstawowym źródłem emisji pyłu staje się wybieranie węgla kombajnami i strugami, przesuwanie sekcji obudowy zmechanizowanej, czyszczenie trasy przenośnika ruchem kombajnu, transport przenośnikami zgrzebłowymi, przesypy i wstępne kruszenie urobku. Do wtórnych źródeł pyłu niezwiązanych bezpośrednio z procesem urabiania kombajnami lub strugami ścianowymi zalicza się wszystkie procesy dotyczące prac pomocniczych (wiercenie otworów, zabudowa wnęk, rabowanie obudowy, zabudowa skrzyżowania, likwidacja chodników przyścianowych itp.) [45]. Przypadkowym źródłem wtórnym pyłu stają się nagłe obwały lub zmiany prędkości, a nawet kierunku przepływu powietrza, które powodują unoszenie pyłu osiadłego na spągu, obudowie wyrobiska lub urządzeniach w wyrobisku.

Autorzy pracy [28] szacują urabianie kombajnem na 52% całości pyłu emitowanego w ścianie, czyszczenie kombajnem i transport na 13%, przesuwanie sekcji obudowy na 16%, kruszenie i przesyp na 9%. Pozostały udział stanowią prace przy wykonywaniu wnęk i pył dopływający wraz z powietrzem do ściany. Autorzy wyróżniają dodatkowo pył pochodzący od rabującego się zawału za obudową i samoczynnego odspajania się calizny węglowej z czoła ściany, ale jego udział jest mniejszy niż 1%. Wartości zbliżone do wyżej wymienionych przedstawiają również Rider i Colinet [34], z tą jednak różnicą, że wpływ urabiania kombajnem określają na poziomie 43%, ruchu obudowy na 27%, a kruszenie i przesyp na 20%. Pozostałe czynności określili na 10%.

Biorąc pod uwagę przeprowadzoną analizę źródeł powstawania pyłu przy obecnej technice eksploatacji ścianowej w kopalniach węgla kamiennego, można stwierdzić, że w ogólnym bilansie pyłowym udział poszczególnych źródeł kształtuje się następująco:

- urabianie calizny węglowej 45–55%,
- czyszczenie kombajnem i transport przenośnikiem ścianowym 10–12%,
- kruszenie i przesyp 10–15%,
- przesuwanie obudowy zmechanizowanej 10–15%,
- prace przy budowie wnęk ścianowych 4–6%,
- dopływ pyłu wraz z powietrzem 1–2%,
- źródła przypadkowe 3–5%.

Jak wynika z powyższego zestawienia, zdecydowana większość pyłu w ścianach eksploatacyjnych powstaje w procesie urabiania calizny węglowej. Powstawanie pyłu przy pracy kombajnu ścianowego zależy od wielu czynników, a do najbardziej znaczących należą: warunki pracy kombajnu, konstrukcja organu roboczego i noży, warunki wentylacji, wilgotność węgla oraz jego zwięzłość, skład petrograficzny, szczelinowatość, stopień metamorfizmu i inne. Na powstawanie pyłu wpływają także warunki zalegania pokładów i fizyczno-mechaniczne własności węgla i skał towarzyszących.

3. BADANIA EMISJI PYŁU RESPIRABILNEGO W ŚCIANACH EKSPLOATACYJNYCH

3.1. *Metodyka pomiarowa*

W celu określenia wydajności źródła emisji pyłu przeprowadzono pomiary kopalniane w trzech kopalniach dla dwóch ścian kombajnowych i dwóch ścian strugowych. Wyniki pomiarów parametrów powietrza oraz wymiary geometryczne ścian eksploatacyjnych przedstawiono w tabeli 1.

Tabela 1. Wyniki pomiarów parametrów powietrza w trakcie prowadzenia pomiarów emisji pyłu respirabilnego w ścianie
Table 1. Measurement results of the air parameters in the conduct of respirable dust emission into longwall faces

Parametr	Jednostka	KWK „Z1" – „ść.1"		KWK „Z2" – „ść.2"		KWK „Z2" – „ść.3".		KWK „B" – „ść.4"	
Przekrój poprzeczny (użyteczny przekrój poprzeczny)	m^2	14,2	13,6	15,8	12,9	13,8	14,2	16,8	17,6
Prędkość średnia powietrza	ms^{-1}	0,96	0,72	1,74	0,89	1,63	2,44	1,62	1,58
Temperatura wg termometru suchego	°C	21,6	24,2	19,6	25,2	21,6	27,2	29,6	22,4
Temperatura wg termometru mokrego	°C	20,2	23,2	15,6	21,8	16,4	23	28,8	20,2
Kota wysokościowa	m n.p.m.	-378,8	-378,5	-656	-625	-552,3	-538,7	-745	-707
Ciśnienie barometryczne	hPa	1046,45	1046,41	1080,44	1076,64	1067,73	1066,06	1091,36	1086,7
Wilgotność właściwa	g/kg	12,9	16,9	8,61	13,93	8,77	14,93	23	12,85
Wilgotność względna	%	83	92	65	74	58	69	94	81
Gęstość powietrza	kg/m^3	1,23	1,21	1,28	1,25	1,26	1,23	1,24	1,27
Strumień objętości powietrza	m^3/min	810	590	1650	690	1350	2080	1310	1330
Strumień objętości powietrza w ścianie	m^3/min	590		690		1350		1310	

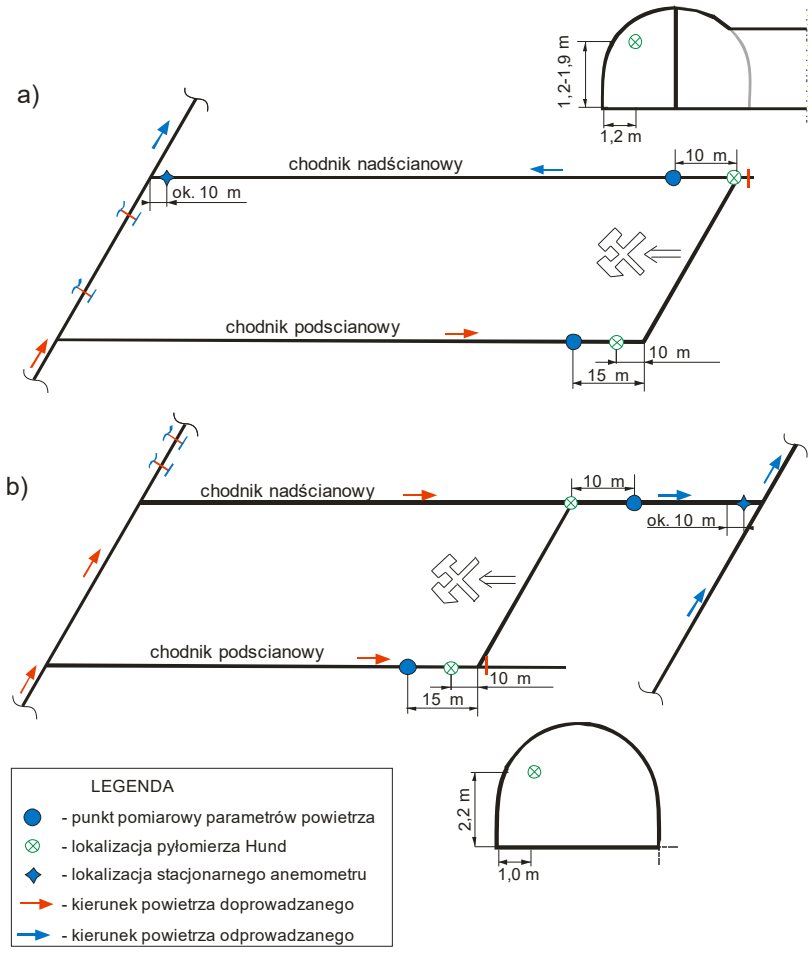
Pomiary sprowadzały się do rejestracji stężenia pyłu respirabilnego na wlocie i wylocie ze ściany eksploatacyjnej oraz prędkości przepływającego powietrza. Rejestrowano również postęp kombajnu lub struga. Ruch kombajnu rejestrowano jako jednoczesny pobór energii elektrycznej silników kombajnu, przenośnika ścianowego i przenośnika podścianowego. Postęp struga uzyskano z zapisu sterowania pracą struga firmy Bucyrus. Strugi urabiają ocios w obydwu kierunkach, jednak głębokość urabiania może być inna w każdym z kierunków (dzięki nowoczesnym układom sterowania) w celu optymalizacji proceduralnej. Strumień urobku może być regulowany poprzez ustawienie wymaganej prędkości struga i/lub głębokości urabiania.

Prędkość przepływającego powietrza uzyskano z zapisu chwilowych wartości prędkości w anemometrze stacjonarnym, podłączonego do systemu telemetrycznego w kopalni. Zmiany tej prędkości odniesiono do prędkości średniej powietrza w przekroju poprzecznym ściany.

Dodatkowo, wykonano pomiary prędkości średniej przepływu powietrza w przekroju poprzecznym chodnika odprowadzającego powietrze (w przypadku ściany „śc.2” w chodniku doprowadzającym powietrze), za pomocą anemometru skrzydełkowego. Pomiar wilgotności względnej powietrza wykonano psychrometrem Assmanna.

Rejestrowano wartości chwilowe stężenia pyłu respirabilnego na wlocie i wylocie ze ściany oraz prędkość przepływającego powietrza. Pomiar stężenia pyłu realizowano za pomocą pyłomierzy indywidualnych typu Hund w trackie ruchu kombajnu (lub struga) i w trakcie jego postoju (Mobile Respirable Dust Measuring Instrument TM Data - Hund WETZLAR). Schemat lokalizacji punktów pomiarowych w ścianie eksploatacyjnej przedstawiono na rysunku 5.

Wyniki chwilowych wartości prędkości powietrza uzyskano z anemometru stacjonarnego na wylocie chodników odprowadzających powietrze ze ścian.

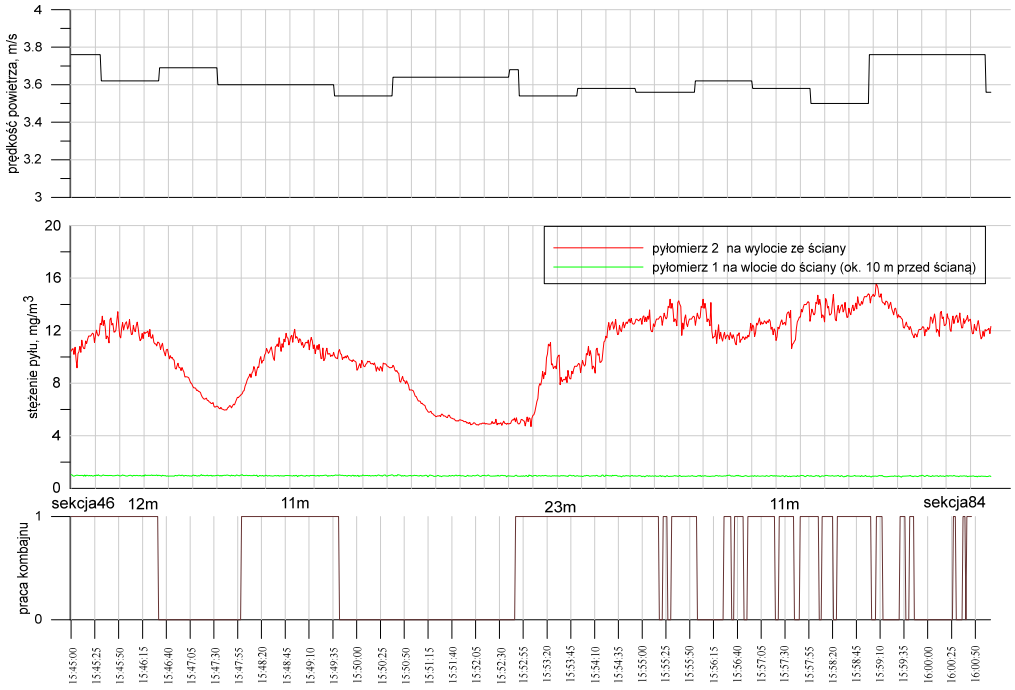


Rys. 5. Schemat wykonywania pomiarów emisji pyłu w ścianie eksploatacyjnej:
a) przy przewietrzaniu na „U”, b) przy przewietrzaniu na „Y”
Figure 5. Measurements of dust emission scheme in a longwall face:
a) with „U” ventilation system, b)) with „U” ventilation system

3.2. *Wyniki pomiarów*

Ściana „śc.1”

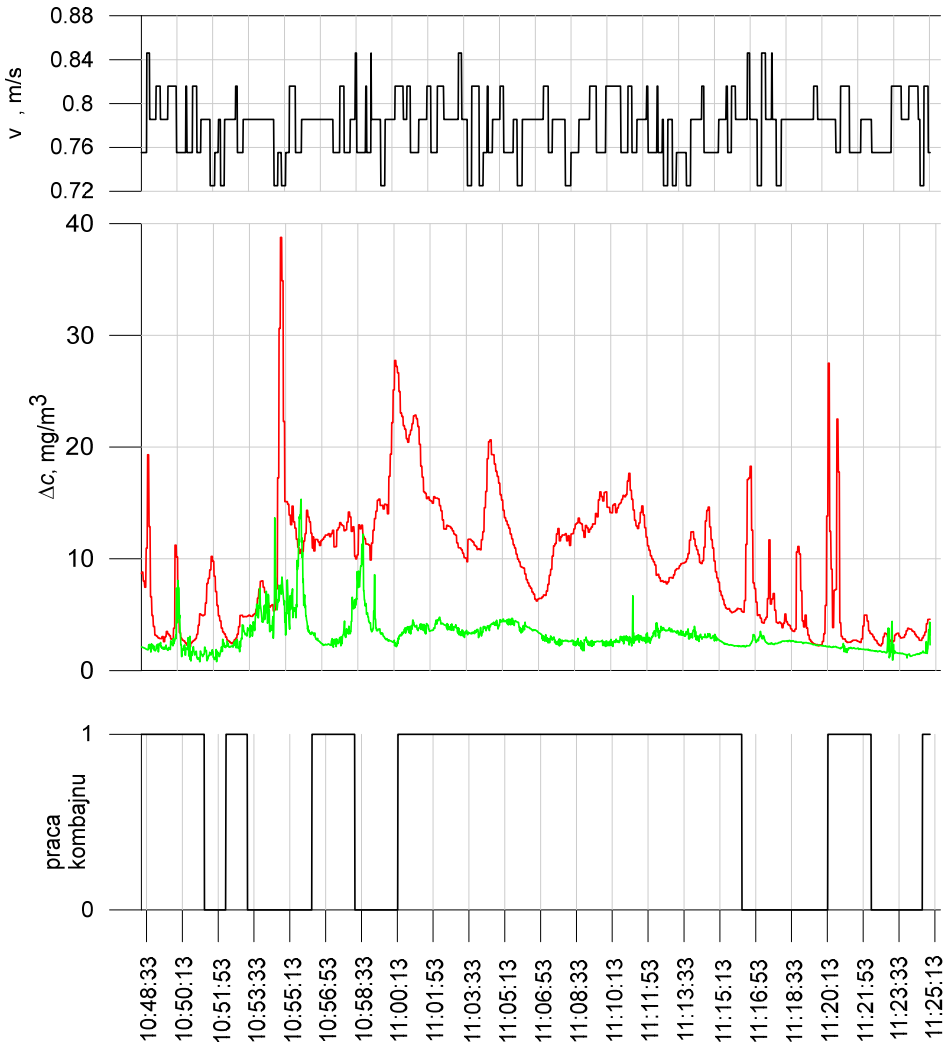
W trakcie pomiarów zapylenia kombajn urabiał caliznę węglową w kierunku chodnika odprowadzającego powietrze, a więc w kierunku przepływu powietrza. Czas rejestracji stężenia pyłu wynosił około 16 minut. W trakcie rejestracji pyłu kombajn przesuwał się od sekcji 46 do sekcji 84 z dwoma kilkuminutowymi przerwami, a pod koniec okresu rejestracji następowało również czyszczenie trasy. Parametry w trakcie pomiarów przedstawiono w tabeli 1. Pomiar prędkości rejestrowany anemometrem stacjonarnym zapisywany był w systemie dyspozytorskim, jako wartość średnia z minuty. Wyniki rejestracji ruchu kombajnu, stężenia pyłu oraz prędkości powietrza w ścianie „śc.1” przedstawiono na rysunku 6.



Rys. 6. Wyniki rejestracji chwilowych wartości prędkości powietrza, stężenia pyłu respirabilnego oraz pracy kombajnu w ścianie „śc.1”
Figure 6. Instantaneous values of air velocity, respirable dust concentration and shearer's work in longwall "sc.1"

Ściana „śc.2”

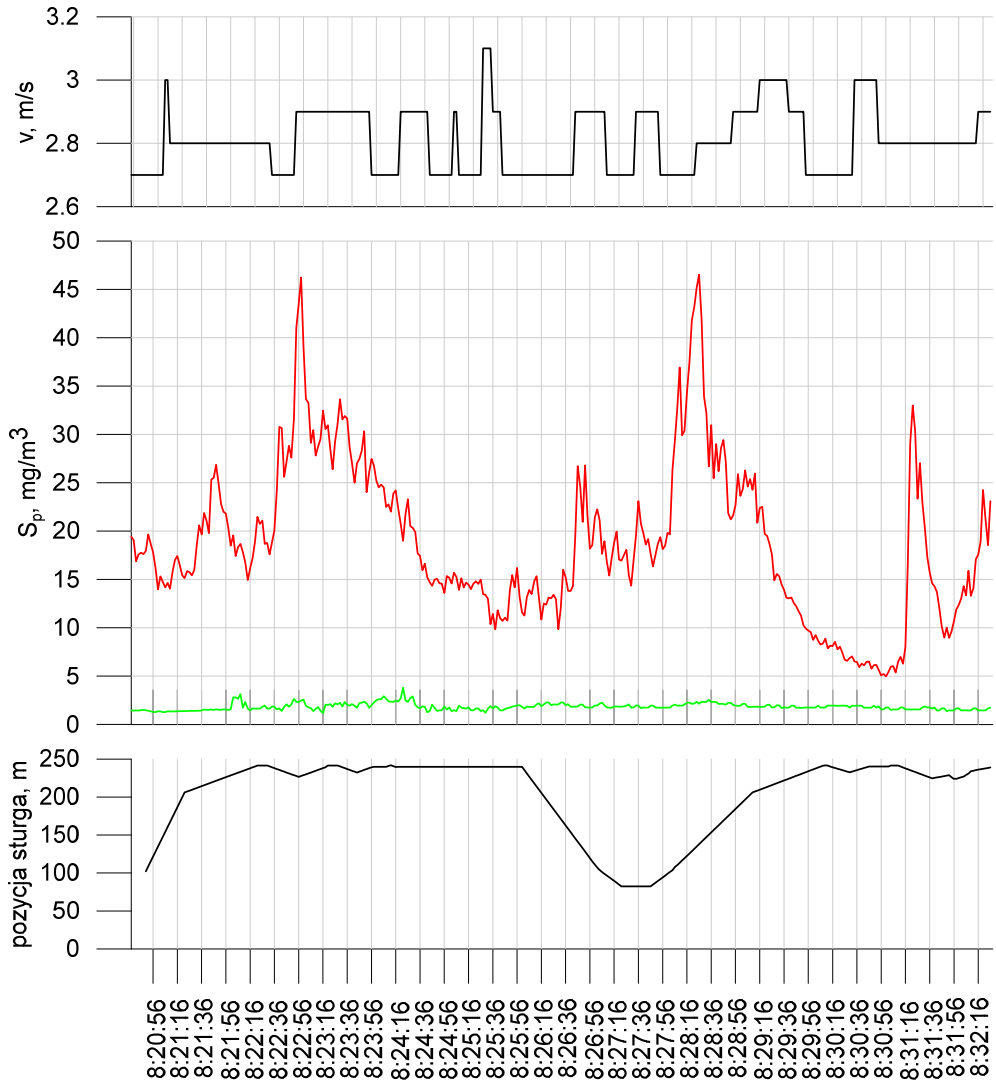
Kombajn w trakcie prowadzenia rejestracji stężenia pyłu poruszał się od dolnej w kierunku górnej wnęki. Średnia prędkość posuwu wynosiła 0,6 m/min. Czas rejestracji stężenia pyłu wynosił 40 minut. W tym czasie kombajn skrawał caliznę na długości 11 m. Oprócz urabiania kombajn czyścił również trasę przenośnika ścianowego. Parametry powietrza przepływające przez ścianę przedstawiono w 1. Pomiar prędkości rejestrowany anemometrem zapisywany był w systemie dyspozytorskim co sekundę. Wyniki rejestracji stężenia pyłu, prędkości powietrza oraz pracy kombajnu ścianowego przedstawiono na rysunku 7.



Rys. 7. Wyniki rejestracji chwilowych wartości prędkości powietrza, stężenia pyłu respirabilnego oraz pozycji kombajnu w ścianie „śc.2” w trakcie pomiarów
Figure 7. Instantaneous values of air velocity, respirable dust concentration and shearer's work in longwall "sc.2"

Ściana „śc.3”

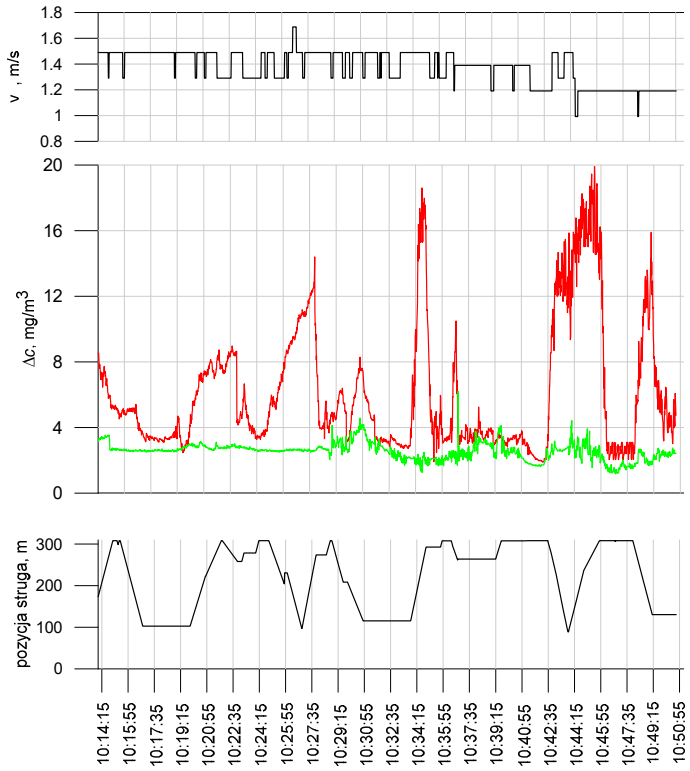
Strug w trakcie prowadzenia rejestracji stężenia pyłu wykonał 3 cięcia, ale tylko do 66 sekcji (100 mb ściany), co podyktowane było wyrównywaniem zadanego wzdłużnego profilu cięcia w ścianie. Parametry powietrza przepływające przez ścianę przedstawiono w 1. Pomiar prędkości rejestrowany anemometrem zapisywany był w systemie dyspozytorskim co sekundę. Wyniki rejestracji stężenia pyłu, prędkości powietrza oraz chwilowej pozycji struga w ścianie „śc.3” przedstawiono na rysunku 8. Czas rejestracji stężenia pyłu wynosił około 12 minut. Kombajn poruszał się od sekcji 46 do sekcji 84 z przerwami, jak pokazano na rysunku 8.



Rys. 8. Wyniki rejestracji chwilowych wartości prędkości powietrza, stężenia pyłu respirabilnego oraz pozycji struga w ścianie „śc.3” w trakcie pomiarów
Figure 8. Instantaneous values of air velocity, respirable dust concentration and plough's work in longwall "sc.3"

Ściana „śc.4”

Strug w trakcie prowadzenia rejestracji stężenia pyłu wykonał dziewięć cięć, ale w górnej części ściany, co podyktowane było wyrównywaniem zadanego wzdłużnego profilu cięcia w ścianie. Czas rejestracji stężenia pyłu wynosił około 36 minut. Parametry powietrza przepływające przez ścianę przedstawiono w tabeli 1. Pomiar prędkości rejestrowany anemometrem zapisywany był w systemie dyspozytorskim co sekundę. Wyniki rejestracji pozycji struga, stężenia pyłu oraz prędkości powietrza w ścianie „śc.4” przedstawiono na rysunku 9.



Rys. 9. Wyniki rejestracji chwilowych wartości prędkości powietrza, stężenia pyłu respirabilnego oraz pozycji struga w ścianie „śc.4" w trakcie pomiarów
Figure 9. Instantaneous values of air velocity, respirable dust concentration and plough's work in longwall "sc.4"

3.3. *Wyznaczenie emisji pyłu respirabilnego*

W celu obliczenia emisji pyłu podczas pracy kombajnów i strugów w badanych ścianach wykonano obliczenia masy pyłu emitowanego w trakcie ruchu kombajnu. Na rysunkach 10–13 zaznaczono czas pracy kombajnu lub struga oraz chwilowe zmiany przyrostu stężenia pyłu pomiędzy pyłomierzem wylotowym a wlotowym.

Wyniki chwilowej rejestracji pyłu na wlocie i wylocie ze ściany można ze sobą porównywać, jeżeli ich wartości potraktujemy jak funkcję ciągłą i uwzględnimy przesunięcie czasowe pomiędzy tymi funkcjami. W tym celu można wykorzystać funkcję przesunięcia lub inaczej autokorelacji rejestrowanego sygnału. Definicja funkcji autokorelacji sygnałów ciągłych wiążąca wartość sygnału $x(t)$ w chwili t i po czasie $t+\tau$ w przedziale obserwacji T_r ma postać [23, 29]:

$$R_{xx}(\tau) = \lim_{T\to\infty} \frac{1}{2T} \int_{-T_r}^{+T_r} x(t)(t+\tau)dt \tag{1}$$

gdzie T_r to całkowity czas rejestracji dwóch tych samych sygnałów od czasu $-T_r$ do czasu $+T_r$, a τ to opóźnienie sygnału.

Opóźnienie sygnału pomiędzy dwoma pyłomierzami dla badanych ścian wynosiło: 37 s dla ściany „śc.3”, 58 s dla ściany „śc.4”, 112 s dla ściany „śc.2” i 199 s dla ściany „śc.1”.

Uwzględniając wartości chwilowego przepływu powietrza przez ścianę $\dot{V}(t)$ oraz chwilowych przyrostów stężenia pyłu (po uwzględnieniu czasu przesunięcia sygnałów według funkcji autokorelacji) strumień masy pyłu może być określony, jako:

$$q(t) = \frac{\dot{V}(t)}{\Delta C(t)} \tag{2}$$

Średnią wartość oczekiwaną wydajności źródła pyłu można określić wg zależności:

$$q(t) = \int_{t1}^{t2} q p_q(q,t) dt \tag{3}$$

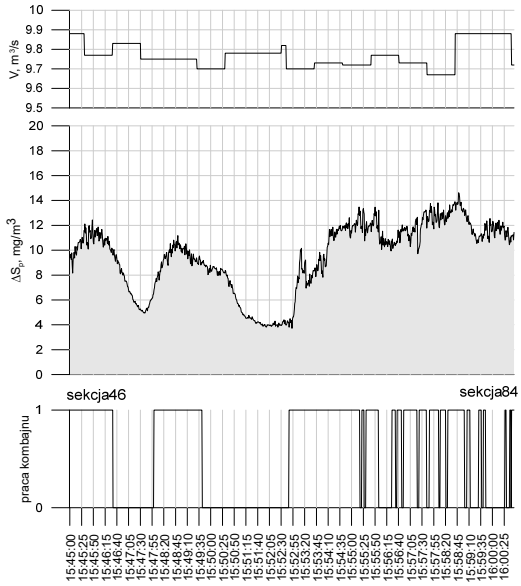
gdzie $p_q(q,t)$ jest funkcją gęstości prawdopodobieństwa wydajności pyłu q w chwili t.

Przyjmując założenie, że rozkład stężenia pyłu w powietrzu jest jednorodny, można określić średni przepływ ziaren pyłu wypływającego z przekroju poprzecznego ściany do chodnika nadścianowego. Znając przepływ pyłu oraz czas urabiania calizny można wyznaczyć emisję pyłu, który opuszcza ścianę wraz z powietrzem.

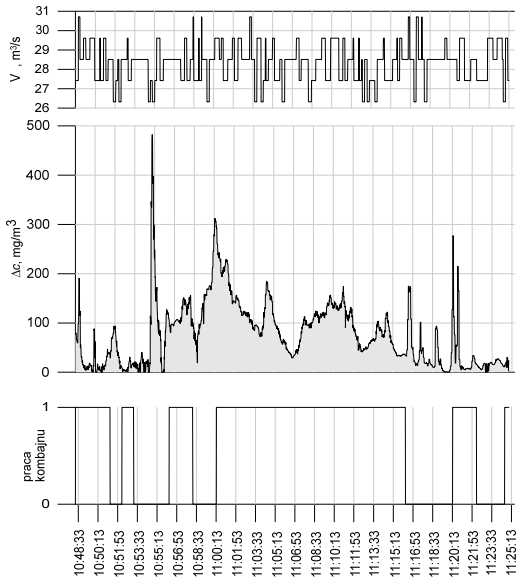
Wyniki pomiarów oraz obliczeń emisji pyłu przedstawiono w tabeli 2.

Tabela 2. Wyniki obliczeń emisji pomiarów parametrów powietrza w trakcie prowadzenia pomiarów emisji pyłu w ścianie
Table 2. Measurement results of air parameters and calculations of respirable dust emission in longwall faces

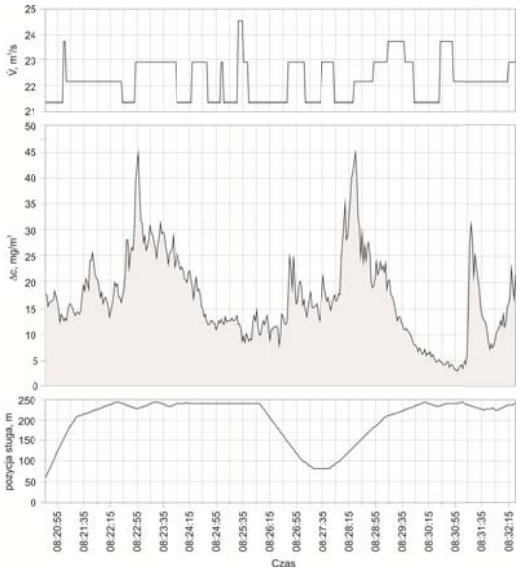
Parametr	**Jednostka**	**„śc.1”**	**„śc.2”**	**„śc.3”**	**„śc.4”**
Prędkość postępu	m/min	8	5	132	138
Głębokość zabioru	m	0,8	0,6	0,05	01
Strumień objętości powietrza	m^3/s	590	690	1310	1330
Prędkość powietrza – średnia	m/s	0,94	1,97	7,12	5,83
Prędkość powietrza – odchyl. std.	m/s	0,45	0,18	1,36	0,98
Czas urabiania (rejestracji stężenia pyłu)	s	947	3194	581	2400
Emisja pyłu respirabilnego – maksymalna chwilowa	mg/s	**145**	**335**	**577**	**504**
Emisja pyłu respirabilnego – średnia	mg/s	**97,6**	**42,68**	**325,5**	**83,18**
Emisja pyłu respirabilnego – odchyl. std.	mg/s	27,3	2,54	193,6	90,17



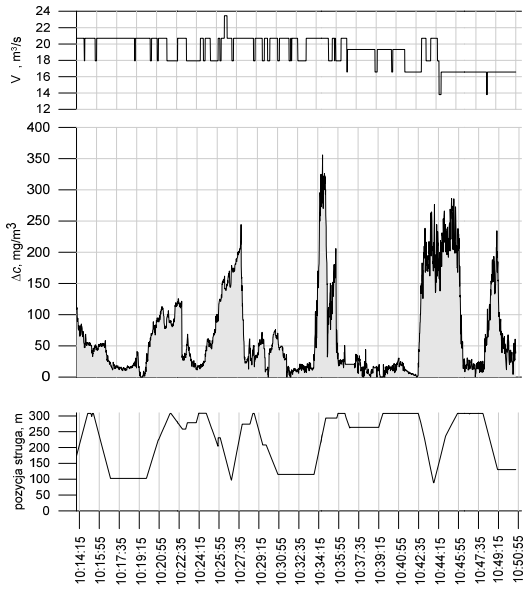
Rys. 10. Wyniki rejestracji strumienia powietrza i przyrostu stężenia pyłu respirabilnego przy przepływie powietrza w ścianie „śc.1”
Figure 10. Instantaneous values of air flow rate and respirable dust gain during shearer’s operation in longwall “sc.1”



Rys. 11. Wyniki rejestracji strumienia powietrza i przyrostu stężenia pyłu respirabilnego przy przepływie powietrza w ścianie „śc.2”
Figure 11. Instantaneous values of air flow rate and respirable dust gain during shearer’s operation in longwall “sc.2”



Rys. 12. Wyniki rejestracji strumienia powietrza i przyrostu stężenia pyłu respirabilnego przy przepływie powietrza w ścianie „śc.3”.
Figure 12. Instantaneous values of air flow rate and respirable dust gain during shearer’s operation in longwall “sc.3”



Rys. 13. Wyniki rejestracji strumienia powietrza i przyrostu stężenia pyłu respirabilnego przy przepływie powietrza w ścianie „śc.4”
Figure 13. Instantaneous values of air flow rate and respirable dust gain during shearer’s operation in longwall “sc.4”

Średnia wartość emisji pyłu respirabilnego w analizowanych okresach czasowych jest większa przy urabianiu strugami (ściany „śc.3" i „śc.4") niż przy urabianiu kombajnami ścianowymi (ściany „śc.1" i „śc.2"). W przypadku dojazdu kombajnu lub struga do wylotu ze ściany przyrost stężenia gwałtownie rośnie w porównaniu do przeciwnego kierunku ich ruchu. Emisja pyłu podczas urabiania strugiem jest większa niż przy urabianiu kombajnem. Należy jednak wziąć pod uwagę skrajne wartości prędkości średniej powietrza w ścianach dla rozważanych przypadków (0,65 m/s w ścianie kombajnowej „śc.1" i 7,1 m/s w ścianie strugowej „śc.3").

PODSUMOWANIE

Głowna emisja pyłu w ścianie eksploatacyjnej związana jest z procesami: urabiania calizny węglowej (45–55% udziału w emisji pyłu), czyszczenia kombajnem i transport przenośnikiem ścianowym (10–12%) oraz kruszeniem i przesypem (10–15%) oraz przesuwanie obudowy zmechanizowanej (10–15%). Pozostałe procesy pyłotwórcze takie jak: dopływ pyłu wraz z powietrzem, prace przy budowie wnęk ścianowych, inne źródła przypadkowe nie przekraczają sumarycznie około 15% udziału całkowitej emisji pyłu.

Czynniki wpływające na emisję i unoszenie pyłów respirabilnych w ścianie eksploatacyjnej są równe i można je zakwalifikować do kilku grup. Pierwszą grupą czynniki zależne od właściwości geologicznych i geomechaniczne górotworu, a przede wszystkim zwięzłość, typy i macerały węgla, zawartość wilgoci oraz skład i stopień metamorfizmu węgla. Do drugiej grupy można zaliczyć sposób urabiania calizny węglowej, a w szczególności z rodzajem organu urabiającego i noży skrawających, głębokości skrawania, prędkości posuwu, wysokości ściany, głębokości zabioru. Trzecią grupę stanowią parametry powietrza takie jak: prędkość ruchu i ilość powietrza przepływającego przez wyrobisko, charakter ruchu powietrza w strefie pracy kombajnu oraz kierunek przepływu powietrza względem kierunku urabiania calizny węglowej, ale również zawartość wilgoci w powietrzu. Do czwartej grupy należą czynniki, takie jak: kąt nachylenia pokładu, długość ściany, postęp frontu, rodzaj obudowy i sposób jej przesuwania, przekładka przenośnika, rodzaj skał stropowych i sposób kierowani stropem. Do piątej grupy zaliczyć środki i metody ograniczenia pylenia podczas urabiania calizny węglowej.

Przeprowadzone badania emisji pyłów respirabilnych w czterech ścianach wykazały, ze urabianie strugiem jest procesem bardziej pyłotwórczym niż urabianie kombajnem ścianowym. Przy urabianiu strugiem średnia wartość emisji pyłu respirabilnego jest kilkukrotnie większa. Aby móc ocenić te procesy pyłotwórcze w zakresie ilościowym jak i jakościowym należałoby przeprowadzić badania w większej liczbie ścian eksploatacyjnych.

LITERATURA

[1] Breuner H. 1972: Progress in Dust and Sillicosis Control. Glueckauf, 108 no. 18, pp. 806-814.

[2] Brunner D. J., Miclea P.C., McKinney D., Mathur S. 1995: Examples of the application of computational fluid dynamics simulation to mine and tunnel ventilation. In: Proceedings of the Seventh U.S. Mine Ventilation Symposium (Lexington, KY, June 5–7, 1995). Littleton, CO: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., pp. 479–484.

[3] Burczakow A. S., Mockalienko E. M. 1965: Dinamika aerozolej w gornych wyrabotkach. Izdatielstwo „Nauka", Moskwa.

[4] Chekan G. J., Listak J. M., Colinet J. F. 2004: Factors Impacting Respirable Dust Entrainment and Dilution in High Velocity Airstreams. SME Transactions 2002. Vol. 312, pp. 186-192.

[5] Chekan G. J.,. Rider J. P., Listak J. M., Colinet J. F., Potts J. D. 2009: Impact of air velocity and support advance on shield-generated dust. Proceedings of SME Annual Meeting & Exhibit and CMA's 111th National Western Mining Conference 2009, February 22-25, Denver, Colorado, preprint 09-087. Littleton, CO: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration;:pp. 549-553.
[6] Colinet J. F., Spencer E. F., Jankowski R. A. 1997: Status of Dust Control Technology on U.A. Longwalls. In: Ramani RV, ed. Proceedings of the Sixth International Mine Ventilation Congress. Chapter 55. Littleton, CO: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., pp. 345–351.
[7] Cybulski K. 2005: Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego oraz ocena skuteczności działań profilaktycznych w polskich kopalniach węgla kamiennego. Praca habilitacyjna. GIG. Katowice.
[8] Gruszka J., Lebecki K., Madeja M., Śliz J. 1968: Unoszenie pyłów przez prądy wentylacyjne. Komunikat GIG nr. 442.
[9] Guyaguler T. 1996: Wpływ petrograficznych własności skał na powstawanie frakcji wdychanej pyłu. Międzynarodowa konferencja naukowo-techniczna nt. Zwalczanie zagrożeń pyłowych w przemyśle górniczym na świecie, Szczyrk, 17-19.09.1996.
[10] Jarembasz I. F. 1970: Opriedielenie koefficienta pieriemiesziwania w turbulentnych potokach gornych wyrabotok. Gornyj Żurnal, IWUZ, nr 5.
[11] Jayaraman N. I., Jankowski R. A., Kissell F. N. 1985: Improved shearer-clearer system for double-drum shearers on longwall faces. Pittsburgh, PA: U.S. Department of the Interior, Bureau of Mines, RI 8963. NTIS No. PB 86-107844.
[12] Kabsch P. 1992: Odpylanie i odpylacze. T.1. Mechanika aerozoli i odpylanie suche. WNT, Warszawa.
[13] Kirin B. F., Żurawlew W. B., Ryżich Ł. I. 1983: Borba z pyliewydelieniem w szachtach. Nierda. Moskwa.
[14] Kissell F. M. 2003: Handbook for dust control in mining. Information Circular 9465. National Institute for Occupational Safety and Health. NIOSH-Publications Dissemination, Cincinnati, 2003.
[15] Kissell F. N., Volkwein J. C. 2011: How To Find The Major Dust Sources. Chapter 8 in Handbook For Dust Control in Mining, ed. by Kissell F.N.. U.S. Department of Health and Human Services, CDC/NIOSH Office of Mine Safety and Health Research. Online version available at: http://www.knovel.com/web/portal/browse/display?_EXT_KNOVEL_DISPLAY_bookid=3787&VerticalID=0.
[16] Lama R. D., Liu Y. 1995: Air flow and respirable dust distribution on longwall faces. Proceedings of the Australasian Institute of Mining and Metallurgy.
[17] Li J., Bhaskar R. 1994: Some observations on turbulent deposition rates of coal dust in mine airways. Fuel and Energy Abstracts, Volume 37, Number 2, March 1996, pp. 147-147(1).
[18] Listak J. M., Chekan G. J., Colinet J. F. 2001: Laboratory Evaluation of Shield Dust Entrainment in High Velocity Airstreams. SME Transactions 2001. Vol. 310, pp. 155-160].
[19] Manecki A., Muszyński M. (red.) 2008: Przewodnik do petrografii. Uczelniane Wydawnictwo Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków.
[20] Mc Pherson M. J. 1993: Subsurfaces Ventilation and Environmental Engineering. Chapman & Hall Inc.
[21] Mining Science & Technology '99. ed. by Heping Xie, Tad S. Golosinski, A.A. Balkena, Rotterdam, 1999, s. 99-100.
[22] Mundell R. L. et al. 1979: Respirable dust control on longwall mining operations in the United States. In: Proceedings of the Second International Mine Ventilation Congress (Reno, NV, November 4–8, 1979.
[23] Obracaj D. 2013: Rozkład pyłu respirabilnego w wyrobiskach odprowadzających powietrze ze ścian. Materiały 7. Szkoły Aerologii Górniczej: Krynica-Zdrój, 9–11 października 2013, t. 2, s. 307–322.
[24] Olszewska K., Magnes C., Ziółkowski J., Kuhl J. 1965: Atlas petrograficzny górnośląskich kamiennych węgli humusowych. Główny Instytut Górnictwa, Wydawnictwo Śląsk, Katowice.
[25] Organiscak J. A., Leon M. H. 1994: Influence of Coal Type on Water Spray Suppression of Airborne Respirable Dust, Aerosol Science and Technology, 21:2, 110-118.
[26] Organiscak J. A., Page S. J., Jankowski R. A. 1992: Relationship of Coal Seam Parameters and Airborne Respirable Dust at Longwalls. U.S. Department of the Interior, Bureau of Mines, Report of Investigations 9425, 1992 Jan:1-18.

[27] Page S. J., Organiscak J. A. 2002: Using Proximate Analysis to charakterrize airborne dust generation from bituminous coals. Aerosol Science and Technology, vo. 36, no. 1 , pp. 721-733.
[28] Plush B., Ren T., Cram K., Aziz N. 2011: Dust Monitoring and Control Efficiency Measurement in Longwall Mining. 11th Underground Coal Operators' Conference, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 231-238.
[29] Przetwarzanie sygnałów przy użyciu procesorów sygnałowych, wydanie 2, praca zbiorowa pod red. A. Dąbrowskiego, 1998, Wydawnictwo Politechniki Poznańskiej, Poznań.
[30] Qin J., Ramani R.V. 1991: Effects of Dust Generation Rate and Source Speed on Dust Flow in a Simulated Longwall Face. 3rd Symposium on Respirable Dust In The Mineral Industries. Chapter 28 - Dust Control. Pub. by Society for Mining Metallurgy & Exploration, pp. 213-221.
[31] Ramani R. V., Mutmansky J. M., Bhaskar R., Qin J., Organiscak J. A. 1988: On the relationship between quartz in the coal seam and quartz in the respirable airborne coal dust. Proceedings of the 4th Mine Ventilation Congress, Brisbane, Australia.
[32] Ramani R.V., Mutmansky J.M., Bhaskar R., Qin J. 1987: Fundamental Studies on the Relationship between Quartz levels in the Hoist Material and the Respirable Dust Generated During Mining. Volume 2. Experimentacl Data, USBM Contract H0358031, 90 pp.
[33] Ramani R. V., Qin J. 1995: Experimental Studies on Airborne Coal Dust Transport in a Simulated Longwall Face**.** Proceedings of the 7th US Mine Ventilation Symposium: June 5-7, 1995, Lexington, Kentucky.
[34] Rider J. P., Colinet J. F. 2011: Benchmarking longwall dust control technology and practices. Mining Engineering, Vol. 63, No. 9, pp. 74-80.
[35] Rider J. P., Colinet J. F. 2006: Dust Control on Longwalls: Assessment of the State of the Art. In: Mutmansky JM, Ramani RV, eds. Proceedings of the 11th U.S./North American Mine Ventilation Symposium (University Park, PA, June 5-7, 2006). London, UK: Taylor & Francis Group; 225-232.
[36] Rider J. P., Colinet J. F., Listak J. M., Chekan G. J. 2001: Evaluating Longwall Dust Sources and Controls. World Coal 2001 10(10):71-76.
[37] Rider J. P., Colinet J. F. 2007: Current dust control practices on US longwalls. In: Proceedings of Longwall USA, Pittsburgh, PA, June 5–7, 2007.
[38] Rojek P. 2010: Badanie możliwości praktycznego zastosowania aerozolu powietrzno-wodnego w ograniczaniu zapylenia w wyrobiskach ścianowych. Praca doktorska, AGH, Kraków.
[39] Shirey C. A., Colinet J. F., Kost J. A. 1985: Dust control handbook for longwall mining operations. BCR National Laboratory. U.S. Bureau of Mines contract J0348000. NTIS No. PB-86-178159/AS.
[40] Sweeney D. D., Slagley J. M., Smith D. A., Rider J. P. 2009: Controlling Dust Exposures in Longwall Mining Utilizing a Simple Barrier. Mining Engineering, 2009 Dec; 61(12):58-61.
[41] Szlązak N., Szlązak J., Krzykowski R., Obracaj D. 2008: Odpylanie powietrza podczas drążenia wyrobisk korytarzowych. AGH Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne, Kraków, s. 141.
[42] Szlązak N., Szponder T., Obracaj D. 2009: Dustiness of the air in longwall working in the conditions of plough mining. Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko, Główny Instytut Górnictwa, Katowice, nr 3, s. 236–245.
[43] Szlązak J., Obracaj D., Krzykowski R. 2007: Skuteczność odpylania w warunkach zagrożenia metanowego. Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko; Główny Instytut Górnictwa, Katowice, nr 4, wyd. spec. s. 241–252.
[44] Szlązak J., Szlązak N., Obracaj D. 2007: Urządzenia odpylające stosowane w drążonych przodkach wyrobisk korytarzowych. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2007, Szczyrk, 19–23 lutego 2007, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków, (Sympozja i Konferencje, nr 69). s. 375–385.
[45] Szlązak N., Obracaj D. 2004: Stan zapylenia powietrza w wyrobiskach ślepych drążonych kombajnami. Przegląd Górniczy, t. 60 nr 11 s. 27–33.
[46] Szymczykiewicz K. 1979: Pył przemysłowy. Seria: Fizjologia i Higiena Praca, I.W. CRZZ, Warszawa.
[47] Tomb T. F., Ondrey R. S., Stolz R. T., Haney R. A., Chiz Novakowski D. L., Atchinson D. J., Gerbec E.J. 1992: Evaluation of respirable dust control on longwall mining operations. In: Transactions of Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. Vol. 288.
[48] Warych J. 1998: Oczyszczanie gazów. Procesy i aparatura. WNT, Warszawa.

[49] Winnicki J., Skowronek E. 1997: Prognozowanie zapylenia przodków eksploatacyjnych w oparciu o badania petrograficzne węgli. Górnictwa, Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Z. 235, Gliwice 1997.
[50] Zacharzewski J. 1967: Niektóre czynniki wpływające na wtórne unoszenie pyłu węglowego w podziemnych wyrobiskach górniczych. Archiwum Górnictwa, t. XII, z. 1.

Air Dustiness at Tailgates of Longwall Faces

Dust emission in coal mines is a natural consequence of coal mining and transport. The development in coal mining processes is related to an increase in dust emission. Mining by means of cutting solid coal is one of the processes causing the greatest dust emission. The concentration of respirable fraction of dust and the content of free crystalline silica play a significant role in the case of a hazard with dusts harmful to health. The sources of respirable dust emission in heavy-duty longwall faces are presented in the paper). The analyses of emission convection and outflow of respirable particles from tailgates were conducted. The flow of air and dust across the face when using dust suppression methods during coal cutting process were analysed as well. Research results of respirable dust emission in two longwall faces with a shearer and in two longwall faces with a plough are presented in the paper.

High performance remote controlled longwall extraction of low seams exploiting plow systems

M. Myszkowski
Caterpillar Global Mining, Luenen, Germany

ABSTRACT: Nowadays technically efficient and economically effective underground mining systems play a more and more important role worldwide. Longwall mining systems present the most effective extraction method, capable of producing annually several million tones outputs from a single longwall face. The extraction of thick seams is fully occupied by shearers, which work effectively even under difficult geological conditions. In thin seams in contrast plows deliver the highest efficiency. Contemporary plow systems are designed to extract seams with a thickness below one meter up to three meters, capable to stay in a seam without cutting the adjoining rock in the roof or floor. Modern plow systems are remotely controlled either from an entry or the surface. Due to the remote control capability, sophisticated power supply, and unique level of automation the plow systems are capable to work very efficiently and safely. This paper describes some important present plow applications worldwide and anticipates the future development of the plow technology.

KEYWORDS: Low seams, high performance longwall, efficient extraction, remote control.

1 INTRODUCTION

The plow technology for extraction of coal seams has been developed over 70 years in Germany. The first plow was used at the Ibbenbüren Mine, placed in northern North Rhine-Westphalia State, in Western Germany around 1940.

Since that time much more than ten thousand plow faces were operated worldwide. The peak number of plow faces occurred in the mid-sixties of last century, where in Germany alone over 500 plow faces with an average production of some 500 tonnes per day were operational.

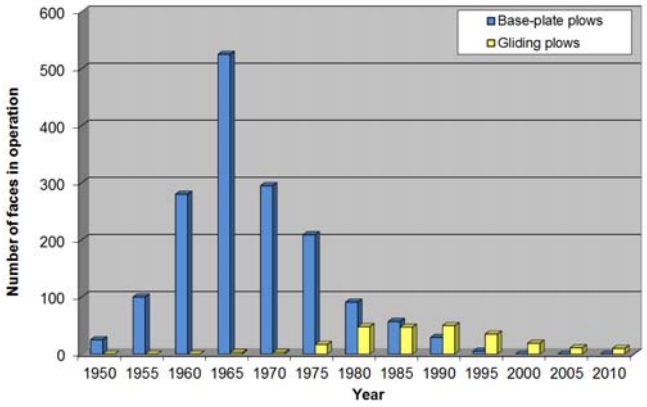


Figure 1. Number of plow faces in Germany between 1950 and 2010

Since that period the average performance increased by 20 to 30 times. Today an average production from modern high performance plow faces from coal seams between 1.2 and 1.7 m exceeds 10,000 t/d. Present automated plow systems are equipped with most advanced technical solutions, allowing the remote control of the complete system from the surface and automatic operation of the plow system.

There are two main reasons for this significant increase of the plow longwall performance:

1. An implementation of high automation levels based upon microprocessor technology.
2. Significant increase of the installed power in plow faces.

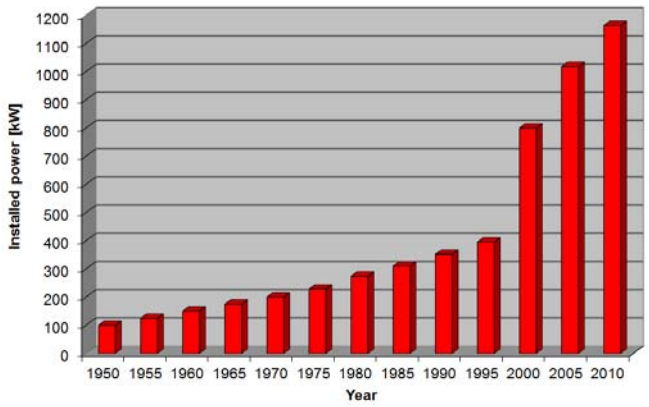


Figure 2. Average installed power on plows in Germany between 1950 and 2010

The diagram in Figure 2 shows, that the average installed power on plow systems in Germany increased significantly till the end of last century. In practical terms the nominal power on asynchronous motors used on plows, doubled within a couple of years.

The following is a number of important high performance GH1600 plow applications from recent years. Furthermore, this paper describes anticipated developments of the plow technology in the near future.

2 FIRST GH 1600 PLOW SYSTEM AT THE PROSPER HANIEL MINE IN GERMANY

The underground hard coal mine, Prosper-Haniel, is located in Bottrop, in the Ruhr District in North Rhine-Westphalia State in the western part of Germany. The history of the Prosper Haniel Mine begins in the nineteenth century. The first mining activities commenced in 1863 with a workforce of 315 miners. Nowadays, Prosper Haniel is the highly competitive mine operated by the RAG Deutsche Steinkohle AG. Prosper Haniel employs about 4,500 miners. The mine produces about 3 million tonnes of high-quality coal annualy. The coal is extracted from four production levels in depths between 700 and 1,300 meters. The underground roadway system amounts to 141 km. The mineable reserves of Prosper Haniel account for around 200 million tonnes.

For the new panel 258 at Prosper Haniel with an average seam height of ca. 1.5 m a plow system was selected. This was a preference to a shearer to avoid the need to cut adjoining rock. Such a rock cut would negatively affect the productivity of the shearer. According to the experiences of the German Mining Industry at a seam height below approx. 1.8 m an automated plow system can achieve definitely a higher productivity than a shearer.

The plow longwall technology was implemented at the Prosper Haniel Mine in 1950s. The first high performance plow GH1600 plow system was applied at the Prosper Haniel Mine in last decade. This first panel with this plow system commenced its operation in September 2003 in the panel 258, located in the coal seam H.



Figure 3. Location of the Prosper Haniel Mine in Germany

Technical data of the plow system operated in the panel 258:

- Face length 400 m
- Roof support Shields DBT Type II
- Machine frame MR65
- Installed plow power 2 x 800 kW VFD / 1k V, 50 Hz
- Plow gearbox P-45 UEL; i = 16:1
- Plow chain 42x137 mm
- Plow speed 3 m/s
- Plow body GH1600-1
- AFC PF4/1132 mm with cross-frame
- AFC chain assembly 2 x 42x146 mm, spacing 6
- AFC gearbox P-65 UEL; i = 39:1
- Installed AFC power 2 x 1000 kW VFD / 1 kV, 50 Hz
- AFC speed 1.2 m/s

For the first time in a plow longwall, two 800 kW variable frequency controlled were used for the plow drives in conjunction with P-45 UEL-R overload protection gearboxes from DBT with a gear ratio of 16:1.

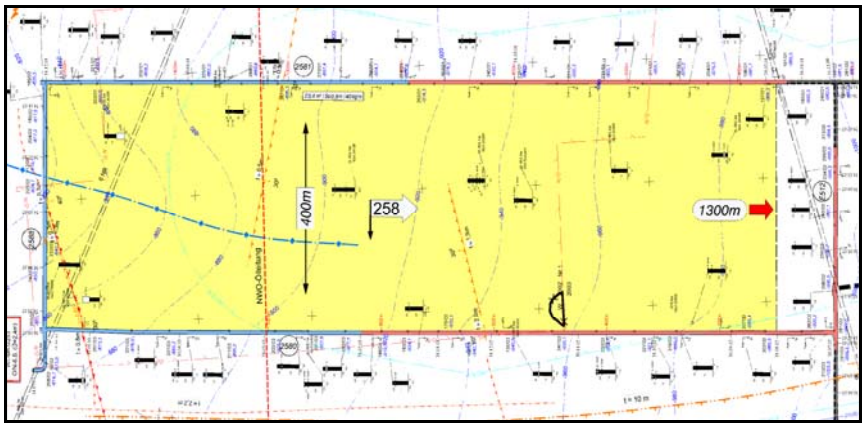


Figure 4. Location of the Prosper Haniel Mine in Germany

The coal seam H is located ca. 1000 m below the surface. The average H seam height amounts to 1.68 m, whereof ca. 0.15 m are the rock layers. The inclination of the panel lay between 22.5 and 27° in the direction of face retreat i.e. the face was working to the dip. The cuttability of the coal seam was estimated for 1.5 kN in the DMT scale. This means that the coal seam was regularly plowable.

The face shields have yield strength of 4,585 kN, a retracted height of 0.8 m and an extended height of 2.1 m. The collapsed and extended height ranges are slightly higher to accommodate and protect the equipment in the gate entry. The length of the face shield amounts to 5.5 m. The weight of the shield is 15 tonnes.

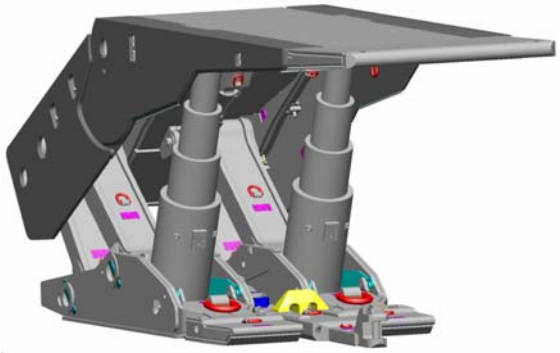


Figure 5. Shield of type DSK Group II – yield 4,585 kN

The new plow guide (at that time it was described as GH 42) was manufactured of highly wear-resistant cast material which contains a high degree of chromium and manganese for higher resistance and lower wear. The stability for the new plow guide was almost twice as high compared to the previous GH 9-38ve plow guide.

The new plow guide consisted of very strong one-piece guiding beams with rounded and separated chain channels. At the joints a circular overlap was designed, working as a seal against fine coal.

Together with the new plow guide, a modified plow pan PF 4 was introduced. The face and the gob side connectors had a breaking force of 3600 kN. In summary a very compact design of plow pans was created.

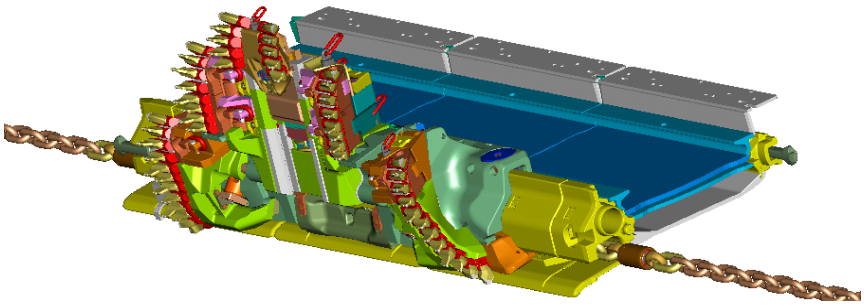


Figure 6. Plow body GH1600-1 applied at the Prosper Haniel Mine

The new plow body GH 1600 (previously also named GH 42) to operate with above described plow guide, was developed from the previous 5.7 plow body. The dimension and the strength of this new plow body were designed for the much higher installed power of 1600 kW (doubled power in comparison to previous plow systems).

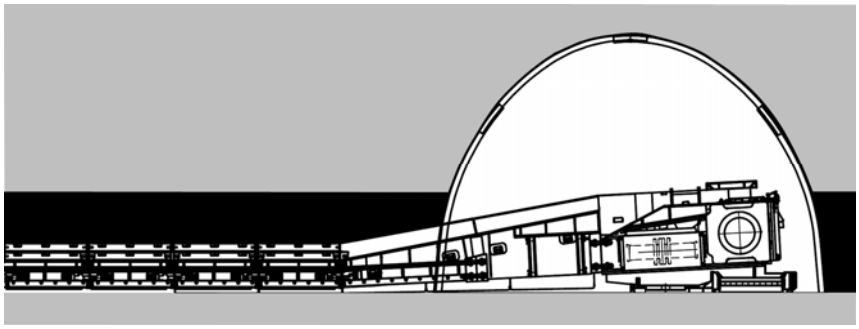


Figure 7. Main drive configuration at the Prosper Haniel Mine

With the new plow body an improved, definitely stronger bit system with a modified geometry (in comparison to former DBT 99 bits) was developed. The bit holders were strongly reinforced, based on the assumption that the bit forces on this new plow body will be much higher than those in the past, where the highest installed power was 800 kW.

Table number 1 presents the average and peak performance achieved in panel 258 at Prosper Haniel mine. This panel was in operation between September 2003 and May 2004.

Table 1. Performance of the first GH1600 plow system at Prosper Haniel

Plow system	Panel	Lengths		Average daily data		Peak daily data	
		Panel	Face	Advance	Output	Advance	Output
1	258	1,300 m	400 m	7.39 m	11,689 t	11.0 m	17,650 t

During that period about 1.2 million tonnes (ROM) had been mined. This corresponds to ca. 1 million ton of clean coal. The GH 1600 plow system operating in panel 258 at Prosper Haniel mine, was at this time, by far the best plow system in operation in all RAG (DSK) longwalls in 2003. At this time only one shearer face with a much higher seam height had better productivity.

3 GH 1600 PLOW SYSTEM AT PINNACLE MINE IN USA

The Pinnacle coal mine belonging now (since December 2015) to Seneca Coal Resources, LLC (previously to Cliffs Natural Resources Inc.) is located in Central Appalachia, Southern West Virginia, near the city of Pineville.

The exploitation of low to medium, volatile metallurgical coal, at this mine is carried out in the Pocahontas No. 3 seam. This seam lies in a depth between 300 and 500 m and shows a middle thickness of 1.1 to 1.4 m, with an average of 1.25 m. All mine activities run in the horizontal deposits, with inclination below 5°.

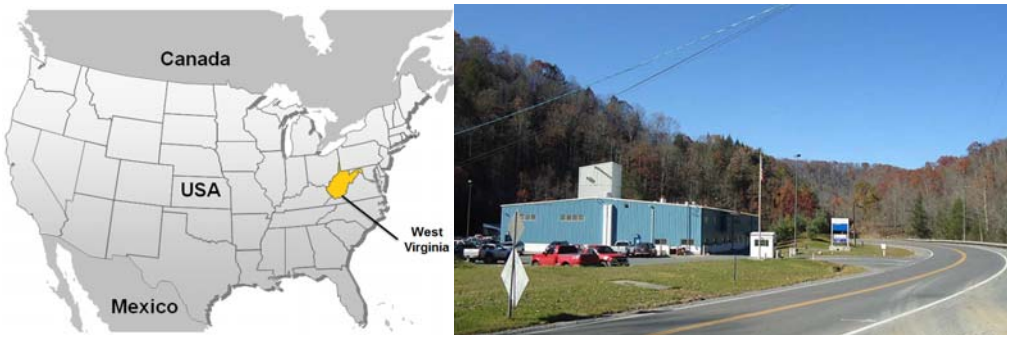


Fig. 8: Location of the Pinnacle Mine in the United States

The Pinnacle mine (in the past named US Steel #50 mine) has used plows since 1977. All faces were operated in the retreat mining system. The entries at Pinnacle have a height of about 1.4 to 1.5 m. Only the main transport and conveyance entries have a height of 2 m (79 in.). Generally, all entries are anchored.

In 1989, Pinnacle mine became the world's first automated longwall without an operator at the face. Westfalia Luenen (predecessor of Caterpillar) delivered to U.S. Steel #50 Mine in 1989 and 1990 two of the following plow systems:

- Face length 250 m
- Roof support 2-leg shields with PM 3 controls; 1.75 m centers
- Installed plow power 2 x 270 kW
- Plow guide 9-34 ve
- Plow chain 30 x 126 mm
- Plow speed 1.54 m/s
- AFC width 900 mm
- Installed AFC power 2 x 270 kW

In 1991 a new plow guide, allowing the use of 38x137 mm chain and installation of up to 2 x 400 kW power was implemented and in 1994 a new AFC drive system CST became operational. In 1995 a new plow body with all parts interchangeable underground was introduced and in 1996 and 1997 the reliable PM 4 shield control system was installed. In 1999 a new plow planetary gearbox UEL with overload protection was implemented, allowing an application of up to 500 kW.

In 1999 a new plow system described below was delivered by DBT:

- Face length 319 m
- Installed plow power 2 x 400 kW with HK 30-2 plow box

- Plow guide 9-38 ve
- Plow chain 38 x 137 mm
- Plow speed 1.98 m/s
- Plow body Type 2.7 - triple body
- AFC PF4/1032 mm with cross-frame
- Installed AFC power 2 x 600 kW
- AFC speed 1.86 m/s

The plows at Pinnacle Mine work with large cutting depths up to 250 mm. Such a large web results in a significant increase in cut product to be loaded. Earlier experiences have shown that a single plow body has difficulties to load such an amount of coal. For that reason a new triple plow body with inside bottom bits has been developed and manufactured, allowing loading of extracted coal at two different points simultaneously. As in the previous model of the plow body all wear parts were exchangeable underground.

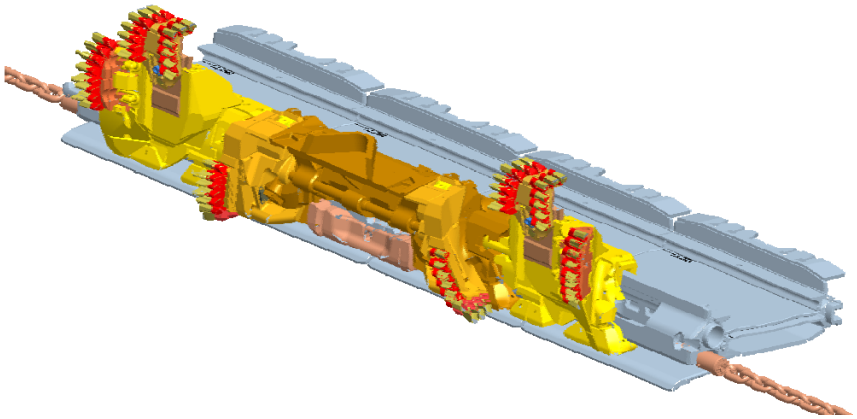


Figure 9. Plow body from the Pinnacle mine.

The drawing in Figure 10 shows the panel 7O in detail with its three-entry system. The face length was 290 m, the panel length was 2,800 m. The seam thickness in panel 7O was 1.4 m and has never been any higher in the past. It is expected to lower again down to approximately 1.2 m for future panels. The underground installation was between February and March 2000, end of March the panel started initial production.

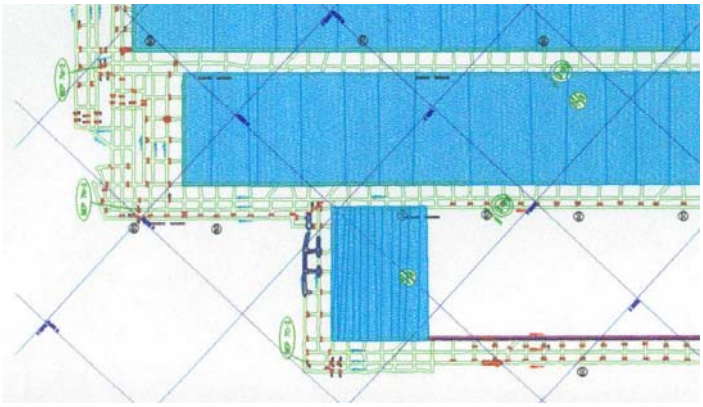


Figure 10. Pinnacle Mine - Typical panel with its three-entry system

This Pinnacle Mine has five shafts, one of which is the inclined main shaft (coal and material transportation). For roadway development three Continuous Miners are being used.

The plow systems at Pinnacle mine have reached in the last decade, a production of up to 1,400 t/h. Based upon an a daily plow run time of 14 - 16 hours (typically) a daily production of over 14,000 to 17,000 t/d of clean coal was produced. The peak production achieved in that face amounts to 22,700 t/d clean coal. After 10 years of very intense mining activities Pinnacle Mine decided to purchase a new longwall system for the Pocahontas seam. In order to select on one hand the most technically reliable and efficient working system and on the other, equipment ensuring the lowest production costs, a comprehensive study of available technologies has been carried out.

The plow system delivered in 2010 to Pinnacle Mine is characterized by following data:

- Face length 300 m
- Shield support CAT 880/1970 2x3181
- Machine frame MR35-1100/1500
- Installed plow power 2 x 300/600 kW / 4,160 V, 60 Hz
- Plow box HK 40-2
- Plow chain 42x137 mm
- Plow speed 1.98 m/s
- Plow body GH1600-2 (triple body)
- AFC type PF4/1132 mm with a cross-frame
- AFC chain assembly 2 x 34x126 mm, spacing 6
- AFC gearbox KP30 CST
- Installed AFC power 2 x 600 kW / 4,160 V, 60 Hz
- AFC speed 2.13 m/s



Figure 11. The new plow system delivered to the Pinnacle Mine in the year 2010

The newest plow system GH1600 for Pinnacle mine has been assembled and extensively tested during the compatibility test, which took place in July 2010 in Houston Pennsylvania. A 50 meters long plow system complete with shields, energy supply and control units was set up, tuned and screened during a couple of weeks. Such action was necessary, as this system incorporated several new technical solutions for the first time.

The GH 1600-2 plow body for the new Pinnacle plow face has similar configuration to the previous one. The plow body consists of two external parts and one intermediate part, where the pulling chain is attached to the plow body over the pulling sledge. The plow body is designed this to deal with high loading requirement, which would be difficult to load on the AFC with a single body. The bottom bits are placed near to the lateral axis in order to improve the behavior of the plow body while crossing undulations.



Figure 12. Operator car at the Pinnacle mine for control of the plow system.

The Pinnacle plow system is operated from a special control room placed in an operator car (see the picture in Figure 12), located in the energy train in the main drive entry. Inside the operator car all necessary computers, control and

communication units, screens and other devices are located. The underground control unit is connected via fiber optics to a control room located in the mine building at the surface.

The plow system consists of two types of shields: face and gate shields. Face shields support the roof where coal is being mined, and gate shields protect the gate ends of the plow system.

The face shields have a collapsed height of 0.88 m and an extended height of 1.97 m. A hydraulic cylinder with diameter of 300 mm provides yield strength of 5,162 kN. The transport length, which is critical to moving a shield around the mine, is 5.64 m and the shield weights 14.7 metric tons.

The gate shields have yield strength of 6,816 kN and a retracted height of 1.14 m and an extended height of 3.05 m. The collapsed and extended height ranges are slightly higher to accommodate and protect the equipment in the gate entry. The length and weight increase substantially to 8.18 m and 23.7 metric tons.

These roof supports have been designed and validated through rigorous testing. The life expectancy will enhance the overall performance and the ultimate payback.

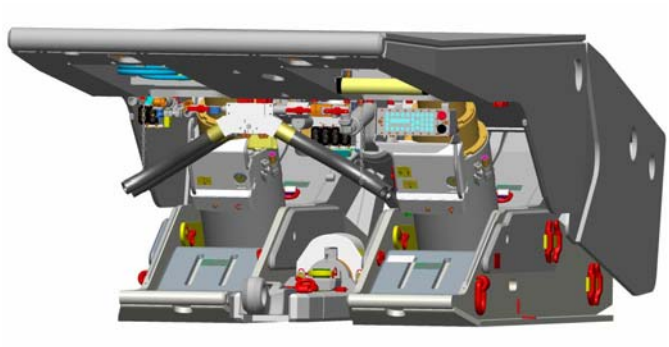


Figure 13. A face shield from the Pinnacle plow system – yield 5,162 kN

The plow system has commenced its service at the Pinnacle mine at the end of 2009 in a relatively short panel. After the move to a new panel the plow system started again in the spring of 2011. In mid-2011 Pinnacle mine was closed for several months by the American Mining Authority MSHA because of CO occurrence and the necessity of remedial measures.

The main drive entry has a width of 7 m and is 2 m high. The tail drive entry has the same height, but it is 1.5 m narrower, i.e. its width is 5.5 m. As both entries have special entry shields with longer canopies to keep the roof above the drives stable, the drives have a relatively low height of ca. 1.6 m.

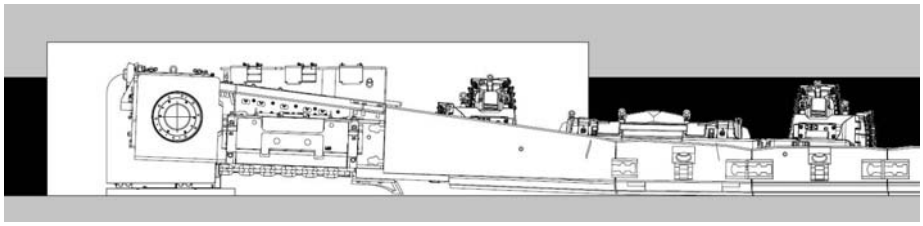


Figure 14. Main drive configuration at the Pinnacle mine.

Currently, Pinnacle Mine and its plow system face are operational again for some two months reaching a production over 10,000 metric tons. The momentary production restrictions are caused by CH4 occurrence. After overcoming those restrictions, the performance of the Pinnacle mine is expected to increase significantly.

Table 2. Performance of plow systems at Pinnacle

Plow system	Panel	Lengths		Average daily data		Peak daily data	
		Panel	Face	Advance	Output	Advance	Output
1	8D	2,000 m	250 m	23.3 m	11,510 t	42.0 m	18,140 t *
2	7O	2,800 m	290 m	12.0 m	15,500 t	37.0 m	22,700 t *
3	9I	2,631 m	298 m	24.2 m	18,834 t	47.9 m	32,411 t

* - Clean coal

Pinnacle coal mine is currently holding the world production record of 32,411 tonnes, mined within 24 hours on 11th of April 2014.

4 PLOW SYSTEMS AT BOGDANKA MINE IN POLAND

The Polish "Bogdanka" Mine belongs to Lubelski Węgiel „Bogdanka" S.A. The Bogdanka mine is located in the south-east Central Coal District, the best explored part of the Lubelskie Coal Basin (LCB) near the Ukrainian and Belarus borders. The CCD itself is situated within the boundaries of Polesie Lubelskie of which only a small portion is part of Lubelska Upland. „Bogdanka" is the only mine extracting hard coal in LCB.



Figure 15. "Bogdanka" Mine in Poland

Lubelski Węgiel „Bogdanka" S.A. is one of the leading producers of hard coal in Poland. The company achieved its leading position in this sector as a result of comprehensive financial operations as well as hard work on constant efficiency improvement of its mining activities over the last 30 years. The coal mined by "Bogdanka" is used mainly for the generation of electric and thermal energy as well as cement production.

The operative coal reserves of Lubelski Węgiel „Bogdanka" S.A. reach about 250 million tonnes. The mining area of LWB S.A. amounts to 57 km². In this area, from among 18 coal seams classified as balance resources and situated under an overburden of between 650 m and 730 m, eight seams with industrial resources have been selected for exploitation.

Lubelski Węgiel „Bogdanka" S.A. consists of three plants: Bogdanka, Nadrybie and Stefanów. The three plants are within in a distance of a few kilometers and have in total 6 shafts and one preparation plant.

Bogdanka started its mining activities in 1975, the first coal from a longwall was mined in 1982. Since that time "Bogdanka" mined over 100 million tonnes of coal. For 30 years "Bogdanka" based their underground mining operations on shearer technology.

During the mining operations conducted to date, the "Bogdanka" Mine has optimized the shearer-based technology of longwall mining to a satisfactory efficiency level and reaches reasonable economic results in seams of more than 1.6 m thickness. In seams of 2.0-2.5 m thickness, the use of shearers allowed it to reach a daily output from one longwall of up to 20,000 tonnes ROM, in lower longwalls with 1.6-2.0 m height the daily output reached up to 15,000 tonnes.

The extraction operations require the constant attendance of shearer operators in the longwall following the machine. According to Bogdanka, the constant presence of operators in a longwall allows an economically reliable mining operation with shearers in seams of at least 1.6 m thickness.

In order to reach those goals, an application of plow technology at "Bogdanka" Mine was decided. The implementation of plows has been recognized as an undertaking of strategic importance to further develop "Bogdanka" and has been consistently carried out for several years. Through the implementation of plows "Bogdanka" expected to reach reliable mining of seams of 1.2 to 1.6 m thickness. The application of this technology should improve the cost effectiveness of mining and on the other hand significantly reduce the amount of rock in the bulk output.



Figure 16. Plow system Bogdanka 1

The first plow longwall at Bogdanka was set-up on the Nadrybie plant in the panel VI of seam 385/2. The length of the longwall was 250 m, whereas the panel length was 1,750 m. The mining operation on that panel commenced on 25 March 2010.

Technical data of the plow system operated in panel 1/VI/385:

- Face length 305 m
- Roof support Shields 950/2,000 mm, props 2x3,619 kN
- Machine frame MR65
- Installed plow power 2 x 210/630 kW / 3.3 kV, 50 Hz
- Plow gearbox P-45 UEL; i = 16:1
- Plow chain 42x137 mm
- Plow speed 3 m/s
- Plow body GH1600-1
- AFC PF4/1032 mm with cross-frame
- AFC chain assembly 2 x 42x146 mm, spacing 6
- AFC gearbox P-45 CST; i = 33:1
- Installed AFC power 2 x 800 kW / 3.3 kV, 50 Hz
- AFC speed 1.52 m/s

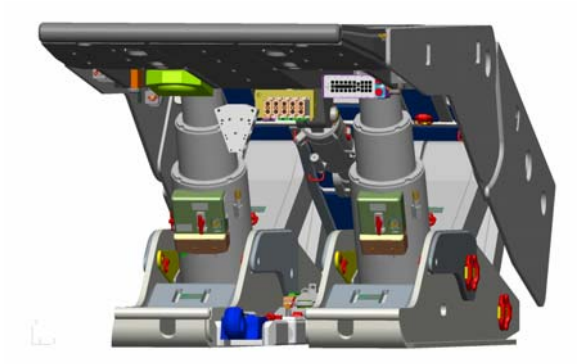


Figure 17. Face shield from the plow system at Bogdanka – yield 6413 kN

The plow longwall1/VI/385 in seam 385/2, the first in the history of Lubelski Węgiel "Bogdanka" S.A, was launched on 23 March 2010. The energy train containing the power supply units and plow system control cabin was situated in the tail drive gate entry.

The first months of mining operation in that longwall were used for training of the proper operation of the automated plow system by the staff. More than one month after launching the system, time used for fine tuning of the plow system's control, automation software and the optimal adjustment parameters to the geological and mining conditions, an output of 6,000 tonnes per day was reached.

Over time the performance achieved by the plow system increased steadily and reached the planned output at the expected level of 10,000 tonnes ROM. per day within three months after start-up. On 25 August 2010, a peak daily output of 16,894 tonnes was achieved. The first panel was completed on 20 October 2010.

The next panel with the first “Bogdanka” plow system was set-up on the Stefanów plant. This panel with the description 7/VII/385 had some important changes in comparison to the first, experimental panel. The face was widened from 250 to 305 m and the panel length was approximately 3 times as long, i.e. 5070 m. The thickness of the seam in this field ranged from 1.2 to 1.6 m. The Longwall 7/VII/385 was launched at the beginning of October 2011.

Another important change was the positioning of the plow control station on the surface. The control station was set-up in a special room in the Stefanów administration building. In comparison to the plow control cabin placed in the energy train in the first panel the control station on Stefanów was additionally equipped with a number of other monitoring systems like ventilation, energy supply, conveying, transportation and other vital mining systems.

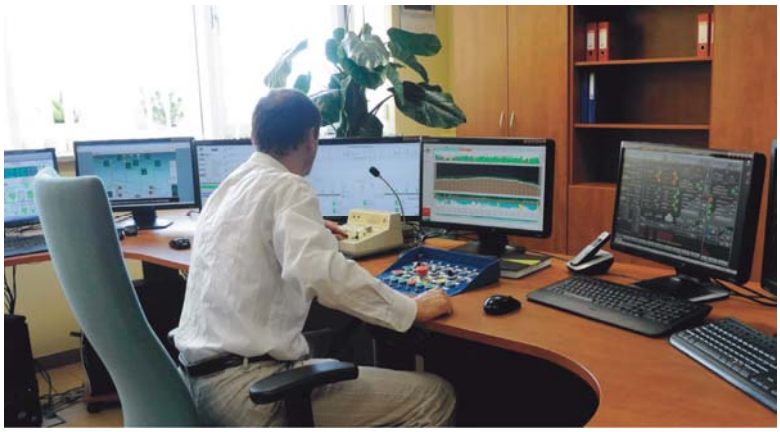


Figure 18. Plow control room on Stefanów

A control center plays an important role in achieving high production. The dispatcher’s duty, along with the effective control of all plow system devices, is to react as quickly as possible in case of any unscheduled breaks. In order to act effectively, the dispatcher has to have a direct access to all relevant monitoring systems such as power supply, pump stations for high pressure medium as well as for cooling and spraying water, conveyors with bunkers and shaft, ventilation and methane control, material transport etc. Having all this information at one glance, allows quick reaction in case of a stoppage. Considering that for a high performance plow face, a one minute break means a loss of 15 to 30 tonnes, the importance of a quick reaction for unusual situations becomes obvious.

The plow system in the second panel reached a daily production level of 10,000 to 15,000 tonnes ROM relatively quickly. The daily running time of the plow increased in comparison to the first panel from 6 hours to over 10 hours. This positive development results from the longer face width but also from conclusions drawn by Bogdanka from the first panel and the technical improvements implemented in the second panel.

On 16 February 2012, “Bogdanka” broke the world production record for daily production from a plow-equipped longwall, with an output of 24,900 tonnes of coal from the 7/VII/385 panel. The plow face advanced more than 27 meters that day at a 1.63 m cutting height.

In the second half of 2012, the plow system moved into a part of the panel with very difficult geological conditions. A number of faults, rolls and wash-outs occurred in the course of the face run. For that reason the production dropped below 10,000 tonnes in that period.

The average daily performance for the year 2012 reached 11,721 tonnes. The plow system mined in 2012 a total of 3.43 million tonnes.

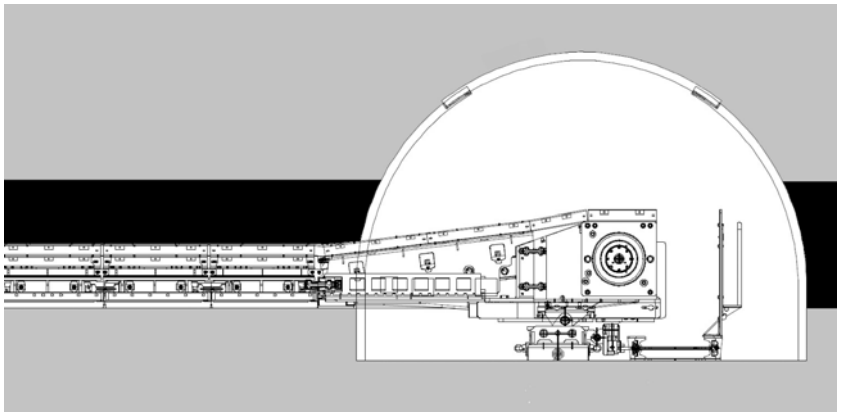


Figure 19. Main drive configuration at the Bogdanka mine.

In the fourth quarter of 2012 a second plow system on the Nadrybie plant has commenced operation.

The new plow system is significantly based on the technical solutions from the original. However, there are many important technical improvements in comparison to the first system at Nadrybie. Among other features the following important differences were implemented:

- The plow uses asynchronous motors with 265/800 kW installed power instead of 210/630 kW motors used on the first system.
- For the powering of the plow and the AFC motors 3.3 kV liquid cooled four-quadrant variable frequency drives (VFD) are applied.
- New, specially developed P45-CST (VM version) instead of P45-UEL gearboxes are used for driving the plow and the AFC.



Figure 20. In the face “Bogdanka” 2

The medium voltage VFDs are confected in a flame proof enclosure utilizing a Pulse Width Modulated (PWM) Current Source Inverter (CSI) for the machine side converter. VFDs of this type, possesses an effective power structure with a current limiting DC link inductor. The CSI VFD works a lot more precise than a Voltage Source Inverter (VSI) with variable frequency drive, delivering a very clean, near sinusoidal current and voltage waveform with total harmonic distortion (THD) below 5%. The CSI VFDs used at “Bogdanka” have regenerative power capabilities, thus they can absorb power flow back from the motor into the power supply. All four VFDs together with a special liquid cooling station are positioned in the energy train on the tailgate side of the plow system. The cooling station is working on all four VFDs, using a closed circuit for the coolant.

The application of VFD brings a significant improvement for the plow and AFC operation. It implements among others the following advantages:

- Application of standard asynchronous motors,
- Distance between motors and powering VFDs up to 4 kilometers,
- Variable speed for AFC and plow in a wide range (0 to 120% of nominal speed),
- Precise torque control of the asynchronous motors,

– Full utilization of installed power on both plow's motors through load shearing,
– Improvement of overload protection for motors and chains,
– Breaking possibilities and thus returning back power to the network,
– Unlimited start-ups of the motors,
– No significant voltage drop during start-ups,
– The usage of "weaker" networks possible.

The parameterization and control of the VFDs is realized from the control system located on the surface.



Figure 21. VFDs of the "Bogdanka" 2 plow system placed in the energy train on tail drive

Another important technical innovation is the very first application of a new CST gearbox. This unit is designed for operation at any rotational speed, at the perpetuation of all previous features of CST drives in worldwide operation. Thus the application of CST drives delivers a very sensitive overload protection for the chains.

The implementation of several new technical solutions by Caterpillar Global Mining and "Bogdanka" in conjunction with a very good organization of skilled and disciplined personnel from "Bogdanka" opens new, wide perspectives for the future of plow systems.

In November 2014 the third GH1600 plow system commenced operation at the Nadrybie plant. The length of the Bogdanka III longwall was 305 m. This system was very similar to the previous one i.e. to the Bogdanka II plow system. This system was equipped with the same type of roof support, plow system, AFC, BSL, crusher and power supply system. The only additional component was the remote controlled, automatic horizon control for the AFC. On every 5th pan an inclination sensor and a remote controlled valves for the outrigger steering cylinders is implemented. This system allows automatic maintenance of the set inclination of the AFC on the complete face length. The Bogdanka III plow system already mined the first panel over approximately one year.

The fourth plow system of type GH 1600 started the operation in May 2015. This system was for the first time implemented at the Bogdanka plant i.e. at the main shafts, where past mining activities took place. The Bogdanka IV plow system has several differences compared to previous two systems. The main alterations are:

– The longwall roof support shields have 360 mm longer canopies.
– The face shields have several smaller modifications.
– The plow has single speed 800 kW motors, identical as the AFC motors.
– The VFDs have a simpler design without bypass circuits.
– There are some differences in the control systems.

The Bogdanka IV system works under significantly more difficult geological conditions. Up till now this plow longwall has mined already over 1,200 m of the panel.

Table 3. Performance of plow systems at Bogdanka

Face	Panel	Lengths		Average daily data		Peak daily data	
		Panel	Face	Advance	Output	Advance	Output
1	1/VI/385	1,750 m	250 m	10.4 m	8,200 t	21.8 m	16,894 t
2	7/VII/385	5,022 m	305 m	12.0 m	11,721 t	27.0 m	24,934 t
3	1/VIII/385	5,015 m	304 m	10.8 m	10,201 t	15.0 m	15,309 t
4	6/VII/385	4,850 m	305 m	10.1 m	10,050 t	13.6 m	13,679 t

This high performance at "Bogdanka" can be achieved because of the following facts:

– "Bogdanka" is one of the most advanced mines worldwide. The performance magnitude and mining efficiency are their most important decision criteria for the selection of mining equipment.
– The work crew of "Bogdanka" is well skilled and motivated, possessing a very high level of technical knowledge.
– The advantages of plow technology are easily visible under such conditions. The procedural utilization degree (PUD), known also as the machine utilization, plays a crucial role here. The highest PUD can be achieved while plowing from face-end to face-end with double web at the face ends. This procedure is used at "Bogdanka". By applying such a procedure the plow system is able to reach a performance 50% higher than a shearer working under comparable conditions. Thus the face performance within the running time is also approximately 50% better than when using a shearer.

5 THE EXISTENT POTENTIALS AND TENDENCY OF FUTURE DEVELOPMENT OF PLOW SYSTEMS

The contemporary plow systems possess strong potentials for a high performance. A GH 1600 plow system equipped with 1600 kW is able to reach a performance of more than 10,000 t/d, even in seams with very hard coal. The diagram below presents theoretical calculation of a performance potential of a GH 1600 plow system as a function of the coal hardness (according to the DMT scale) and of the total daily running time. This calculation was carried out based upon a 300 m long face with working height between 1.5 and 1.8 m.

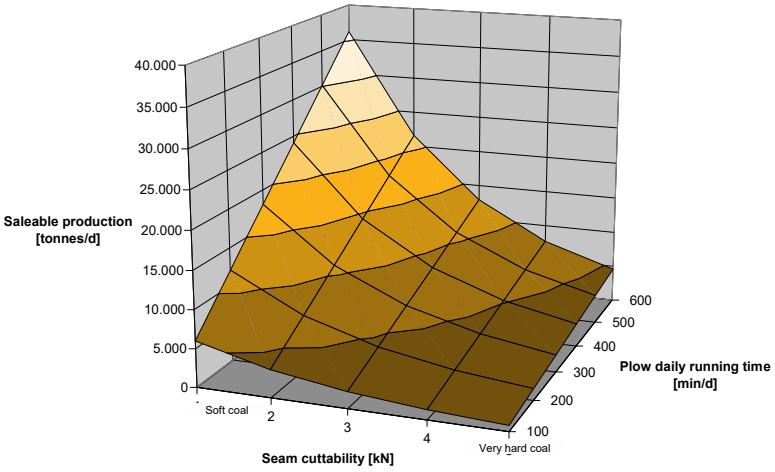


Figure 22. Performance potentials of a GH 1600 plow system.

The performance achieved by the plow systems presented in previous chapters shows the strong correlation between the theoretical calculation and the numbers from the quoted longwalls.

Nowadays economic factors play a more and more important role in decisions about the type and dimension of extraction technology applied in a mine. Because of low coal prices many operators worldwide look for longwall systems with lower investment. In general terms the mid-tier longwall systems are ca. 60 to 75 percent less expensive than the high performance longwall systems. But the initial investment magnitude should not be the decisive factor for a purchase of quoted equipment. High performance extraction systems (also plow systems) are more expensive but they are capable to deliver much higher performance (in case of GH 1600 plow systems approximately twice as high as mid-tier plow systems) and because of better quality to stay operational for much longer periods. Summarizing the above stated facts it can be stated that a high performance plow system is able to reach definitely lower Total Costs of Ownership. It means that a skillful mine operator while considering the mine operations from all necessary (it means technical, procedural, economic and safety) points of view for more than one decade will sooner or later come to the point, that a high quality and high performance plow systems are definitely more affordable.

Further development of future plow systems will be orientated on the following general directions:
– Additional performance increase
– Reduction of number of necessary miners working in a plow face
– Improvement of safety in plow longwalls.

The main driver to reach the above stated goals is the automation. The latest technology developments in this area enables a significant improvement in following areas:

- Communication. The digital copper cable, fiber optic and wireless base communication allows a fast and extensive transfer of data for short and long distances.
- Visual surveillance. An application of modern digital cameras allows a remote control of processes in underground mines.
- Measurement of different physical values. The implementation of new sensors, in many cases diverse types of sensors measuring different physical parameters working as a sensor fusion in order to increase the detection of difficult to detect determinants.
- Full automation of processes. Through the consolidation of all three above stated technical directions in conjunction with the available, very capable computer technology, many sub-processes or even main processes can be operated in the fully automation modus.

Full automation refers to the autonomous control of different machines of a longwall system. Modern plow systems are already now very strongly automated. A further automation of plow systems will definitely take place in next years.

6 REFERENCES

Bittner M., Weiss H-J. 2007. Einsatz schwerer Hobelanlagen – von der Innovation zum Standard. High-Performance Mine Production Symposium Aachen 2007 (in German).

Göge M., Paschedag U. 2005. High-Productive Longwall Mining in Medium and Thin Seams with Automated Plow Systems. Longwall USA, Pittsburgh June 2005.

Kicki, J., Myszkowski, M. 2011. Plow technology – strategic chance for performance improvements in mining. Plow technology – Implementation practice (in Polish). Krakow 2011, ISBN 978-83-62079-02-5.

Myszkowski, M., Bauckmann, S. 2011. Operational experiences with automated plow systems at the Pinnacle Mine in the USA. International Mining Forum, Poland, 2011, CRC Press/Balkema 2011, ISBN10: 0-415-68938-4 and ISBN13: 978.0-415-68938-0.

Myszkowski, M., Paschedag, U 2008. Longwall mining in seams of medium thickness – comparison between shearer and plow. 21st World Mining Congress & Expo 2008.
Central Mining Institute Katowice Poland, ISSN 1643-7608.

Myszkowski, M. 2011. Efficiency optimization of plow systems through the precise planning of new and comprehensive enhancement of operating longwalls. International Mining Forum, Poland, 2011, CRC Press/Balkema 2011, ISBN10: 0-415-68938-4 and ISBN13: 978.0-415-68938-0.

Paschedag, U., Filipiak, A. 2000. High-Performance Longwall Mining in Thin Seams. High-Performance Longwall Operations Colloquium Aachen 2000.

Paschedag, U. 2005: Advanced plow systems. Coal Magazine, Issue 7.

Paschedag U., Göge M. 2005. High-Productive Longwall Mining in Medium and Thin Seams with Automated Plow Systems. Longwall USA, Pittsburgh June 2005.

Stopa, Z. 2011. Experiences of Lubelski Węgiel “Bogdanka” S.A. with the implementation of plow technology. Plow technology – Implementation practice (in Polish). Krakow 2011, ISBN 978-83-62079-02-5.

Stopa, Z. 2011. Plough Technique at LW “Bogdanka” S.A. - Present State and Prospects of Development. International Mining Forum, Poland, CRC Press/Balkema 2011, ISBN10: 0-415-68938-4 and ISBN13: 978.0-415-68938-0.

Voss H-W., Junker M., Bittner M. 2004. First operational experiences with a new high-powered plow system in hard coal. Glückauf Mining reporter 2-2004.

Keep Your People Safely In Sight - Detect Personnel for Longwall

Dr. Sebastian Mundry, Johannes Weßelmann
Caterpillar Global Mining Europe GmbH, Germany

ABSTRACT: Longwall mining is one of the most extreme environments. To serve and protect the mines most valuable asset, the operator, is at the center of this latest technology. For longwalls, this requires a system that protects the miner even when distracted or incapacitated. Detect for longwall adds another layer of safety to longwall systems along with typical lock-out procedures.

The personnel proximity detection (PPD) system enables mine operators to control machine motion as well as detect and track personnel on the longwall face. The technology can differentiate between operators and control machine motion up to and including inhibiting automated machine advancement if an operator is in a hazardous area. Working in conjunction with advanced automation features found within normal operation of longwall systems, PPD enhances machine control, allowing mine operators to continue meeting production demands with the utmost safety.

KEYWORDS: Mining, environment, health, safety

Changing Safety Awareness

Since years we recognize a continuous global trend that authorities and industry reaches out to higher level of safety. Perhaps with different speed, but almost in all countries and regions, we see higher awareness and a change in culture dealing with safety aspects and proactive measures.

The trend started about a decade before with Mine Safety and Health Administration - MSHA introducing the Miner Act for US mines, demand for increased “post-accident communication and electronic tracking systems”. The process continued by updating the European Machine Directive (Directive 2006/42/EC on machinery) and introducing standards like IEC61508, EN13849, EN62061. All these standards show the efforts towards more responsibility on the part of the operator and the supplier for proactive initiatives relating to safety.

Australia introduced regional MDG regulations (Millennium Development Goals) especially MDG 15 transferring more responsibility to the industry (here mines) operating machines and equipment.

All in all this caused a changing safety culture both at mine operations as well as at original equipment manufacturers (OEM) in general.

Changing customer perception of safety as a culture is involving all employees at site but also OEMs to provide and demonstrate their safety measures.

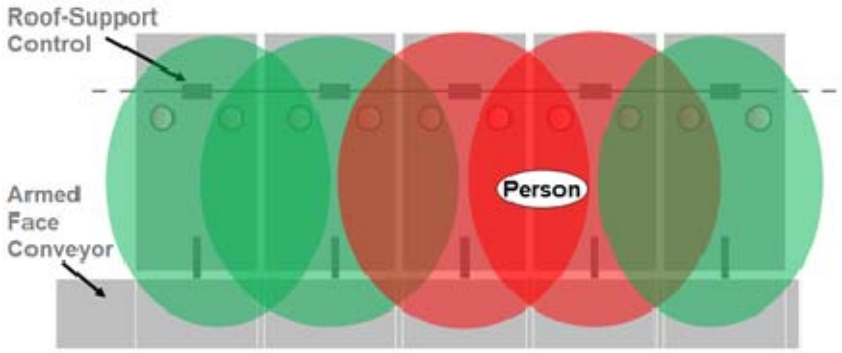
THE IDEA OF A "NEW SAFETY FEATURE"

The answer to the increased safety awareness with regard to Longwall operation is a personnel tracking system, as supplement to the existing measures like emergency stop and local lock out buttons.

Detect for Longwall represents a quantum leap in safety for Longwall Systems. Common safety procedures, such as lock-out, tag-out, in conjunction with the detection technologies in Personnel, provide multiple, redundant layers of safety for the miners. Detect for Longwall does not replace manual lock-out and emergency stop systems of roof supports. It adds another means of keeping workers safe underground by automatically ceasing movement of shields on both sides of the detected, tagged employee.

DETECTING THE PRESENCE OF A PERSON

A longwall equipped with PPD detects the presence of the person wearing a tag and if the tag is appropriately programmed – their employee ID, location and/or role – and it reports this tag interaction directly to the local controller, which then responds in real time, preventing motion while the person is present. Since operator roles are configurable within the system, the roof supports could be programmed to respond differently based on operator role. For example: it may be desired for a roof support to advance as scheduled for maintenance personnel to troubleshoot problems, while it also may be desired for the roof support to stop if a visitor is detected.



Picture 1: Readers send electromagnetic signals that generate a marker field

Radio Frequency Identification (RFID) technology utilizes a reader to send electromagnetic signals that generate a marker field. A transponder tag, worn by workers, receives the signal and sends data back to the reader. The reader interprets the data and passes it on to the Programmable Mining Control for roof supports (PMC®-R), which initiates the appropriate response.

If several tags are detected in the same field and the system is programmed to differentiate responses by the role of the tag wearer (operator, maintenance crew, visitor etc.), the “safest” control response is selected.

Readers located at the surface give a visual indication to personnel entering the mine (hazardous underground area of the mine) whether their tags have sufficient power and are set up correctly.

Gate readers located at the ends of the longwall give a visual indication to personnel entering the longwall whether their tags are functioning correctly and the miner is registered.



Picture 2: Longwall miner working at the face are detected and relating roof support control is interacting with appropriate response

FEATURES AND BENEFITS

Value for the operation

PPD provides operators with peace of mind while working around a Longwall system. The system also allows the mine management the flexibility to optimize the system for their specific needs.

The system inherent reliable detection provides a high level of safety for longwall personnel. The system tracks location of each individual in the operating longwall area, while visualization software allows presenting the information in control rooms at the gate end and at surface. All data is logged together with all other time variant data from the face.

Each tag has a unique identifier and is software-configured. This is allowing an individual adaptation to mine specific regulations and type of worldwide usage. Direct communication connection to local controls allows real-time response of the system without any delay due face wide communication of gathered data. It is possible to set up the control response dependent on person's role by application programming.

An unique dual-frequency system and special antenna is used to setup enhanced reception in steel-laden environments. A flexible mounting of the reader on the roof support lessens installation time, while readers are preconfigured for easy installation.

The overlap of marker fields ensures tags are still detected during shield transitions. Constant communication between readers and tags including condition information ensure detection of tag failure.

Complete System Integration Improves Control

Each roof support in the longwall is equipped with its own reader, which is connected directly to the local roof support controller, enabling real-time response. Other systems on the market send signals to a control center and/or gate-end computer for processing, which can create delays until the signal reaches the roof support control unit. PPD has local control, multiple redundancies of detection and communication. Any problem with a reader or a roof support control is immediately detected by the neighboring controls.

Operators are automatically recognized by the system as they pass through gate readers at the entry points of the longwall. While on the longwall, their position is constantly monitored. In the unlikely event of a tag failure while the tag was detected at least once before, the system will recognize the absence of the operator and alarm the head gate, reducing your overall risks and enhancing safety at your operations.

(Remark: the technology presented, is no safety technology acc. to IEC 61496-1 but supports already safe operation of a Longwall with one more hazard suppressing layer. This equals a safety belt in cars, while the driver is still responsible for its behavior within a traffic environment.)

SYSTEM COMPONENTS

As mentioned before the system mainly consist of three elements providing personnel functionality in continuous cooperation: The reader, the tag and the roof support control PMC®-R (not being described here in more detail):

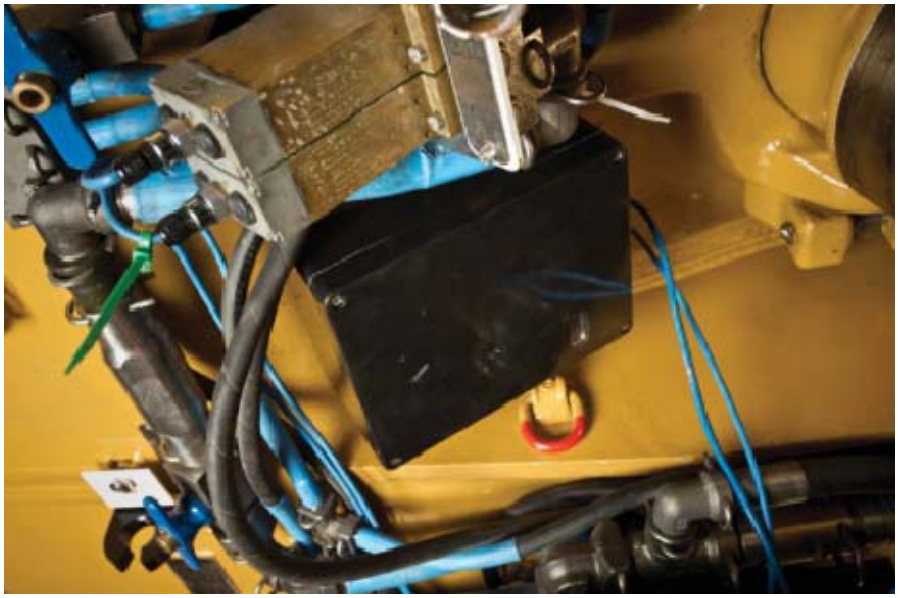
Readers

One reader is mounted on each roof support and connected directly to the local Caterpillar PMC®-R roof support controller. Installation is relatively easy and existing PMC-R control systems can be upgraded. The reader software is pre-installed and the marker field is adjusted by varying the field strength. Once this has been done, the reader detects the exact position of any tag in its marker field. Marker fields are set to overlap allowing tags to still be detected in the unlikely event of one reader failure. Operating at 12V and less than 250 mA, the intrinsically safe reader demands little of the power supplied at the face. Readers could optional be fed by roof support controller power groups or preferred by an additional power group over spanning several roof supports.

Characteristic	Value
Dimensions	200 × 250 × 120 mm
Weight	5.5 kg
Input Voltage	(DC) 9.5V – 13.2V (typical 12V)
Power Consumption	<= 250 mA
Connectors	OS4 and OS8 (O-ring sealed)
Operating Temperature	–20° C to +70° C
Frequency Low-Frequency High-Frequency	 125 kHz 2.4 GHz
Sealing	IP 67
Type of Certification	Intrinsically safe
Approvals	ATEX, MSHA, IECEx
Features	Direct serial communication to roof support control unit

Table 1: Reader – Technical details

The robust housing allows easy mechanical integration into the roof supports along with a special antenna configuration for flexible positioning and safe and easy access.



Picture 3: Reader situated below a canopy to best generate a Roof Support wide marker field Tags

Each miner or visitor wears an intrinsically safe battery-powered tag.

This compact unit can be mounted on a helmet or worn on clothing or a belt. The tags are active and can store up to 2 KB of data. Comprised of a chip, antenna and enclosed battery, the tag is about the size of a deck of cards.

The tag has low power consumption and a guaranteed one-year battery life. Under typical use, most batteries will have a two-year life span. Battery status information routinely transmitted by each tag is captured by the visualization software, allowing mine staff to be warned when their tag needs replacing.



Picture 4: Belt and helmet equipped with tags

Each tag is delivered as a “blank device” with only its unique identifier. In this “factory” state the tag will have the highest safety configuration. Only when the tag is programmed with specific personnel parameters (subject to local regulations) will the longwall system react differently. The first time a new tag enters the longwall the PMC-R will ask for the name and the role to be assigned to the tag. Information can be assigned to the tag or it may be left blank to simply recognize the presence of a person. For mines that establish a company-wide set-up standard this enables the use of tags across mine sites utilizing Caterpillar PMC®-R control systems and PPD.

For example: A mine manager can carry one tag across multiple sites. If all mine sites are properly equipped, he can expect the same level of safety at each site. The Caterpillar PPD tag uses two frequencies: low and high. Low frequency is used for standard RFID identification as described above. High frequency is used for detailed communication back to the reader, including providing data on battery status and marker field number.

Characteristic	Value
Dimensions	80 × 60 × 40 mm
Weight	200 g
Input Voltage	(DC) 3.6V (± 15%)
Estimated Battery Lifetime	1 years under typical underground use
Operating Temperature	–20° C to +40° C
Frequency Low-Frequency LF-Range High-Frequency HF-Range	 125 kHz Up to 6 m 2.4 GHz Up to 50 m
Sealing	IP67
Type of Certification	Intrinsically safe
Approvals	ATEX, MSHA, IECEx
Features	Different mounting versions available (belt, helmet, or safety vest)

Table 1: Tag – Technical details

VISUALIZATION AND ADMINISTRATION

Visualization

The information about personnel moving within the longwall is fully integrated in the existing visualization and analysis tools for the roof support system. The locations of personnel detected by the system can be displayed at the surface mine control center and/or gate end using advanced Caterpillar visualization software.

As all other parameter and process data from the Longwall system, also the tag related data can be shared via various communication interfaces within a mine's local area network (LAN) to be integrated into third party or mine specific visualization systems to allow for a comprehensive, site wide tagging solution.

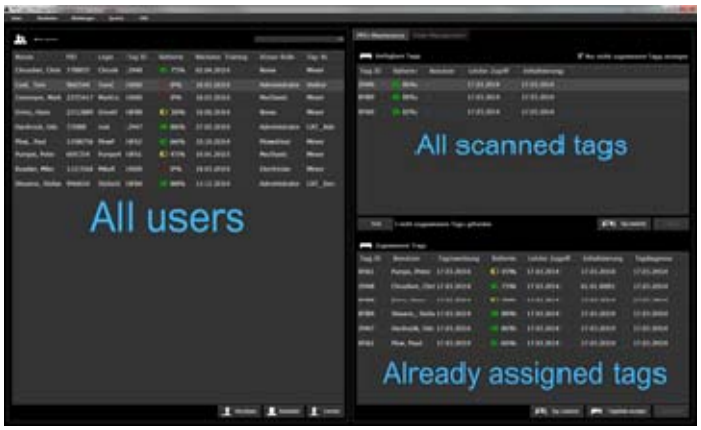
The software allows data to be replayed along with reporting capabilities that can be used for continuous improvement towards safety.

If a maintenance need arises, the system provides information to the person at the underground control center (if available) or surface control room that will aid in locating the nearest specialist that can fix a technical issue such as a hydraulic or electrical problem.

Administration Tools

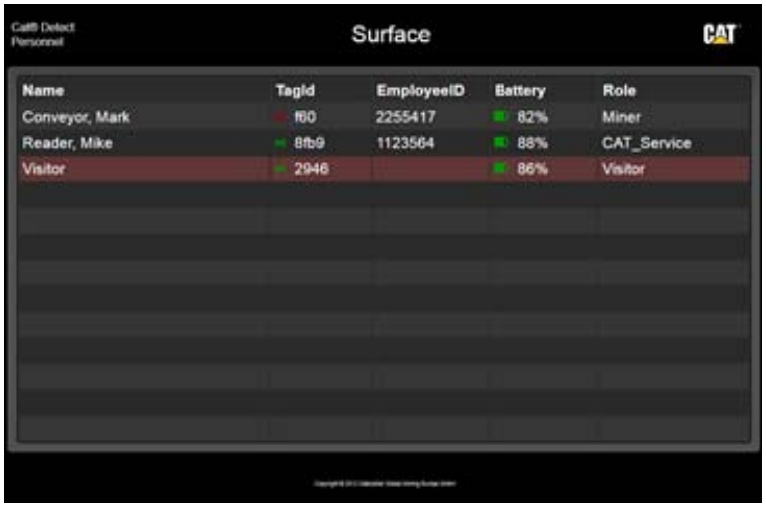
As miners with the allowance to enter the Longwall area have to use tags daily and on every shift, easily more than hundred tags will be in operation at the mine. As a nature of regularly used equipment in mining environment, the assignment of tags to personnel is necessary on a regular basis. Therefore a database with and relating administration software needs to be operated at the mine site, preferably at an administrative building at the surface, e.g. goods output.

In combination with a reader type unit administrative personnel is able to assign tags referring its unique ID to a miner. Change assignments, miner's name and function or education. This information is thereby loaded into the tag. As well the general functionality of the Tag could be checked here, allowing exchanging tags proactively if necessary.



Picture 5: VUserManagement providing administrative functions

Before a miner enters the hazardous mine area, e.g. before entering the shaft area, he and his tag is checked by another administrative system set from a reader type unit and a off the shelf PC. The tag is identified in a certain area and all information from the tag is shown on a wide screen. This enables the miner to check both, does he carry the right tag and is the tag status and data proper set up like the battery power status is sufficient for an underground visit.



Picture 6: VPersonnelSurface providing last check of tag status and correct assignment before entering the underground mine area

CONCLUSION

Cat® MineStar™ System is a broad suite of integrated mine operations and mobile equipment management technologies configurable to suit your operation's needs on top of the regular machine control technology.

Detect, a capability set within Cat® MineStar™ System, provides equipment operators with enhanced awareness of the environment around their equipment, resulting in increased safety and greater operator confidence.

PPD enables enhanced safety during the operation of Caterpillar longwall systems. Protecting the most valuable asset on a site, the operator, PPD reduces the potential for operator injury through seamless integration into critical machine control functions. It adds to overall Cat longwall system value through maximum machine utilization and continual safe operation of the system.

Keeping operators safe and out of harm's way is a top priority for you and Caterpillar. Controlling potentially hazardous working conditions such as automatically moving shields helps you achieve this goal. PPD protects operators from these hazards to allow continuous, safe operation of Cat Longwall Systems.

Internet Links

[1]
http://www.msha.gov/techsupp/PEDLocating/CommoandTrackingMINERActCompliant.pdf, Last access 01/2016

[2]

http://www.msha.gov/MinerAct/2006mineract.pdf, Last access 01/2016

[3]

http://www.resources.nsw.gov.au/__data/assets/pdf_file/0006/412197/Nuts-and-Bolts-of-MDG15-Compliance-Ray-Wilton.pdf, Last access 01/2016

[4]

http://www.resources.nsw.gov.au/__data/assets/pdf_file/0006/444192/Matt-Willoughby-MDG15-Compatibility-Mode.pdf, Last access 01/2016

[5]

https://mining.cat.com/products/underground-mining, Last access 01/2016

[6]

https://mining.cat.com/detect, Last access 01/2016

How to further improve Longwall Operation for higher efficiency and productivity

Dr. Sebastian Mundry, Hans-Werner Dietz, Markus Gajetzki
Caterpillar Global Mining Europe GmbH, Germany

ABSTRACT: Longwall mining is an expensive undertaking, from the preparation of the site itself to capital investment in the equipment. That's why longwall owners have extremely high performance expectations—especially in tough economic times when commodity prices are low.

One of the ways longwall mines achieve or exceed their owners' expectations is through the extensive use of automation. This paper will show how further automation technologies support longwall installations to meet customer expectations in efficiency and production.

This paper covers new software and service tools that support mine operations by providing a brief overview on Cat® MineStar™, the most comprehensive suite of mining technology products. Here it focuses on the technology solutions for longwall mining operations – from MineStar capability set Health for Longwall, over Equipment Care Advisor (ECA) to high level shearer automation.

The paper describes how these technologies enable longwall mines to enhance mine site safety, reduce costs, improve profitability and boost efficiency.

KEYWORDS: Mining, environment, health, productivity, efficiency

INTRODUCTION

Today's longwall mines are safer, more productive and more efficient than ever before thanks to improvements in automation. Over the years, longwall machinery has grown more and more complex, forcing manufacturers to optimize interaction between systems and machines like roof supports, conveyors, beam stage loaders and shearers. To evaluate this progress, mine operators intend to spend more effort on analysis and optimization - which means they need comprehensive data and information on these systems.



Figure 1: Cat Longwall System

In this context, the shearer plays a key role. As the cutting machine, it dictates the rhythm of production and face advance. If the shearer is operated at productivity, all other longwall sub-systems have to follow efficiently. Other motivations for increasing the automation level of a longwall system are the following:

- Efficiency—maintaining a balance between production achieved and effort spent
- Further sustainable use of equipment with longer availability
- A constant utilization level of the equipment and prevention of overload situations, allowing for more effective planning of maintenance activities and intervals
- Increased safety

Shearer automation means reduced working time for operators near the cutting machine and at the face in general. Today, it is possible to run a shearer with only one operator instead of two, meaning no operator has to leave the fresh air stream. Furthermore, the operator can leave the machine to itself in defined periods of the mining cycle and wide areas of the face. People spend less time in dangerous areas and are less exposed to dust and noise.

SHEARER CONTROL SYSTEM

It takes three key components to realize this level of automation: A modern and contemporary control system like the Cat PMC® Evo-S, intelligent software modules, and a wide range of high-quality measuring technology. The PMC Evo-S is a powerful, modular, Ethernet-based control system that allows for a modern programming style - meaning that it can be used to implement complex algorithms and functions. The system is uniquely designed with a large number of intrinsically safe components, which makes it system easy to maintain at the face without opening flame-proof enclosures.

Intelligent Software Modules

Caterpillar officially distinguishes between different levels of shearer automation, from basic to advanced.

Each of our shearers is equipped with a basic automation package. This package allows the machine to be operated by remote control, and to switch all equipment safely while monitoring operation. This package also includes some automation logic that can reduce overload situations, as well as some diagnostic tools for troubleshooting and problem-solving.

Basic Control	**Manual operation**	**provide manual operation: only PLC**
	Shearer Radio Control Software	allow m ner to operate the Shearer via Rad`o Control
	Standard Display	provide the visualisation of the operation related values and parameters
	Self Monitoring	permanently check of all operation related components and functions
	Safty Funcions	Tilt Sensor Monitoring in Radio Hardheld, Monitoring of the Radio Connection etc.
	Speec Limiting	definition of up to 10 Speed zones along the face
	Display / HMI Tools	for Miner-Machire Interaction
	Cutter Motor Feedback	Controled breaking of haulage speed depending on cutter load

Table 1: Basic Control

Alternatively, we offer two more complex automation packages: Automation Control and Advanced Automation Control.

Automation Control includes some important features, including extended Gate End Communication, which provides data exchange with other Longwall components. This automation level allows the ranging arms to be operated in a high-quality closed-loop operation for precise steering. It also provides a collision avoidance function to prevent collision between the shearer and the shields operated by a Cat PMC®-R.

The most important feature is State-based Automation (SBA). SBA allows definition of the full cutting cycle of the machine along the face for both cutting directions between main gate and tail gate, as well as the cleanup operation at the gate ends. It is important to specify automation parameters like cutting height, speed and cutting mode, all of which can be defined in up to 40 different zones along the face. This is called zone-based automation.

Automation Control	**Basic Control +**	**advanced automation of low accuracy using Inclinometers: PLC and IPC Accuracy < 100mm along the machine length**
	Gate End Communication	provide data exchange with other Longwall components
	Collision avoidance	prevention of collision between the Shearer and the shields
	State Based Automation (Incl. Zone Based Parameters)	definition of automation parameter in zones along face: up to 40 different zones
	Ranging Arm Closed Loop Control	for exact ranging arm position control
	Cuting Modes	Allows to operate the Shearer via radio control
	Common Automation Features	Cutter Motor Feedback, etc.
	Onboard System Diagnostics	for easy trouble shouting

Table 2: Automation Control

Drawing on decades of experience in shearer automation, we have created several preset cutting modes that can be chosen in each automation state.

Advanced Automation Control is Caterpillar's answer to customer requests, bringing us closer than ever to fully autonomous shearer operation. This package includes a feature called LongwallNavigator, which combines Cat software tools in the gate ends and in the shield controllers into one package that offers advanced geometry and trigonometry calculations for full 3D navigation, as well as an advanced floor profile calculation and a high level of sensor technology.

Advanced Automation Control	**Basic Automation 1 +**	**advanced automation of high accuracy using Inertion Navigation: PLC, IPC and INU Accuracy < 20mm along the machine length**
	Advacned Geometry / Trigonometry	for 3D Navigation
	Floor Profile / Arm Algorithms	for 3D Navigation
	Interface to Longwall Navigator / Landmark	enables integration of third party navigation system with Landmark interface

Table 3: Advanced Automation Control

These technologies make it possible to achieve Horizon Control, Extraction Control and Face Alignment. Extraction Control allows the machine to follow defined floor and roof profiles along the face, better following any given coal seam undulations for optimal extraction and production. At the same time, Horizon Control guides the machine to follow the seam undulations in the direction of the machine's advance. Face Alignment keeps your face straight for consistent production and minimal wear of the conveyor system.

All these automation features support both uni-directional and bi-directional mining methods. We can also support additional customer-specific automation processes, including complex LTCC operation in combination with fully automated roof supports. In that case, the PMC Evo-S control system provides continuous information to the PMC-R roof support controls to steer the face conveyor push operation. This is the heart of Caterpillar's high level of subsystem control integration.

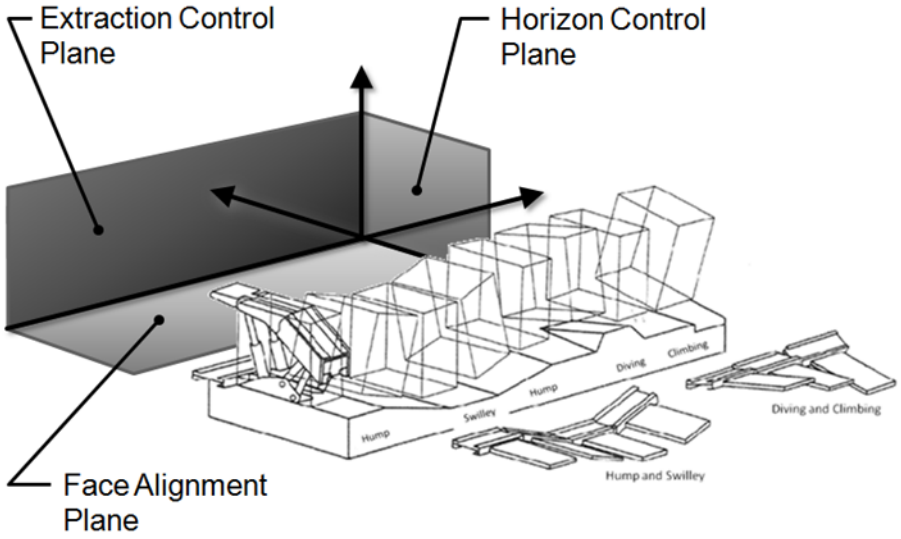


Figure 2: Horizon Control, Extraction Control and Face Alignment are the main features provided by Cat LongwallNavigator.

SBA is the most successful and efficient tool for defining and controlling complex automation cycles. It allows the shearer to operate precisely according to the operator's defined production process—including directions, speeds, arm heights, cowl positions and ranging arm control modes. Users can define up to 500 states with actions and conditions to be met before the next state is entered. The system is also capable of defining up to 40 zones along the face for each of the zone-based parameters. This allows mine personnel to determine all imaginable variations in longwall operation cycles.

HISTORY AND TECHNOLOGY BEHIND ADVANCED AUTOMATION

Automated horizon control has been a goal for the longwall mining industry for years. There have been systems developed for shearers that use a reference cut in one direction and extraction to a desired thickness in the opposite direction. These systems have been enhanced over time with on-board calculations that take into account machine and face angles. This helps create greater accuracy in actual extraction parameters with various methods of extraction depending on the cutting sequences being employed on the face.

At the turn of the century, modern inertial sensor technology was introduced to offer accurate measurement of the face alignment, horizon angles and pan profiles of longwall faces. Originally derived from gyroscope technology, inertial sensor developments became a big focus for Bucyrus and DBT, both of which were subsequently purchased by Caterpillar. The inertial sensor technology now used by Caterpillar has been developed by a third party supplier, while the associated software was developed by Caterpillar over the past 14 years.

Caterpillar's proprietary system has been continually improved since its implementation, and saw improvements to the software, hardware and monitoring systems with integration into the Cat visualization suite of programs as part of Health for Longwall.

Hardware

Caterpillar offers a couple of proprietary inertial sensors to use as Inertial Measuring Units (IMU). These units have proven their capabilities in underground longwall mines in Australia. These unites are classified by accuracy, ability to detect North and the ability to process data onboard. Each unit is configured to operate within the system, and customers choose whichever unit best meets their needs.

Software

As part of the proprietary Navigator system, there is a processor (IPC) on the shearer to collect, process, calculate and communicate data within the shearer EIP control system, as well as both to and from the gate end computer[1]. Face and Horizon profiles are generated by the IMU, through the IPC to the visualization software (VShearer, a part of Health for Longwall [1]) at the gate end. With this system, there is no need to transfer data to a surface server for processing, and all communications are carried out between the shearer and gate end visualization PC.

The ranging arm and shearer positions are calculated by the PLC. The IPC performs the automated steering—including state automation—and sends haulage and ranging arm commands back to the PLC.



Figure 3: Example Cat Shearer main display while in operation

Accuracy

The latest information received from an Advanced Automation Control longwall operation in New South Wales, Australia, shows that accuracy has been measured to within 50mm. The

---

[1] *As at the date of creation of this document, the intellectual property rights in the LASC technology (Interconnection of Landmark Compliant Longwall Mining Equipment-Roof Support System Communication) are owned by the Commonwealth Scientific and Industrial Research Organization. LASC technology is used and distributed by Caterpillar under license.*

original target was to be accurate to within 75mm, but some enhancements to the software have resulted in this greater accuracy.

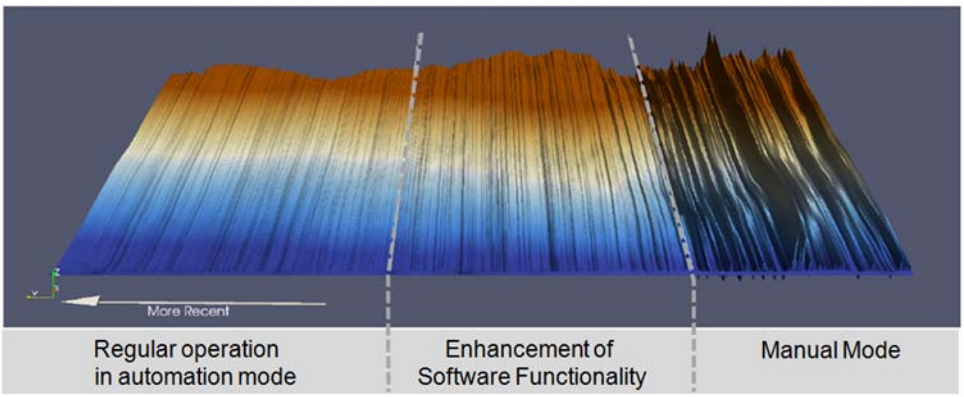


Figure 4: Improvement of profiling during implementation at example mine site

The graphic in figure 4 shows the change in the profiles over three months during implementation of shearer automation at a mine site. The degree of automation was increased in two major steps and the period of manual override constantly reduced.

DOES AUTOMATION MEAN COMPLEXITY?

Once the system is commissioned, running in automated mode is simple. The motor's start sequence is a two-button operation on the handheld remote, and it only takes two more buttons to activate AUTO mode. The shearer will then initiate the drum mode for the desired state and position the drum using the calculated data. These calculations are done on-board in the IPC using IMU data, shearer position data, measured and fixed dimensions of shearer geometry, ranging arm position and cutter drum diameter.

HOW DO WE GET TO A HIGHER LEVEL OF AUTOMATION?

Of course, to set up all of this automation requires a fundamental understanding of the longwall mining process and technical expertise with regard to the mechanical and electrical equipment, as well as the electronics. Usually, personnel on-site are already familiar with most of this equipment from their current operations, but they are often eager to take their knowledge to the next level. These personnel must be trained to use the new technology, but companies also need to roll out a new culture for automation to truly take hold. Automation needs to be understood as something that enables and supports existing workers rather than a potential cause for displacement of jobs. If anything, increased production will ultimately increase the workload one-site, even if the tasks are different with an automated system.

To set up the system into higher-level automated modes, Caterpillar offers comprehensive tools to allow the operator or the crew to define the requirements by use of intuitive menus.

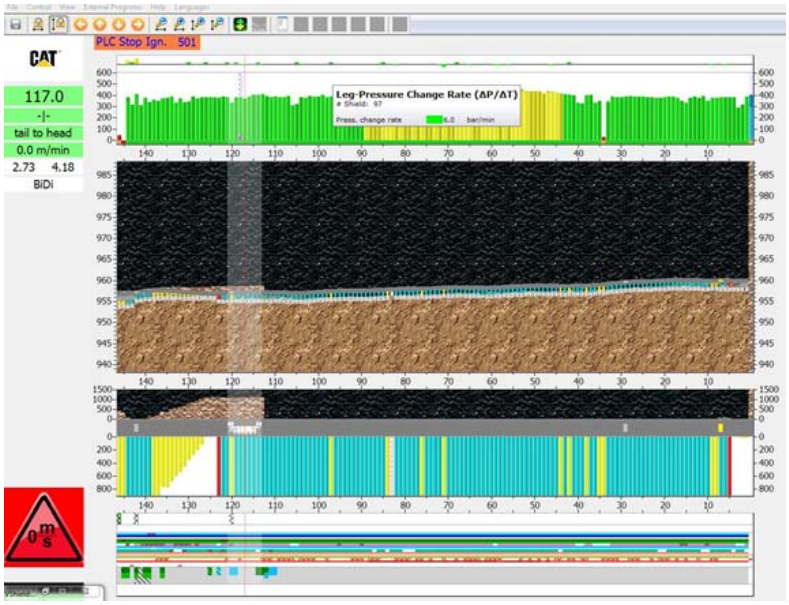


Figure 5: Cat MineStar(r) System VShield (shield visualization program) allows users to define Face Advance Profiles and provides the operator with a realistic view of the face alignment profile

Data handling - for example, loading parameter settings and state tables onto the machine - is fast and easy. Caterpillar's experience is that within a few weeks of implementation (if not during the commissioning phase) operators adjust the state tables even once or twice a day without complaint, easily finding the optimal settings for the production cycle of their longwall operation.

Caterpillar's comprehensive set of software tools supports them in their efforts to analyze the latest operation cycle. These software tools make up Cat MineStar® Health for Longwall, and are used at the gate end PCs and on the surface.

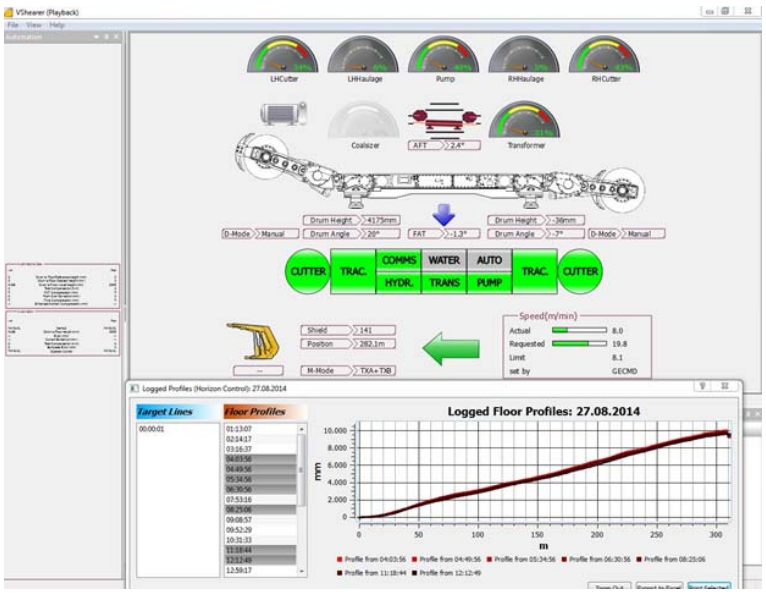


Figure 6: Cat MineStar® System VShearer (shearer visualization program) allows users to define Extraction Profiles and provides the operator with a realistic view of the actual pan profile

In particular, these tools allow the visualization of all longwall subsystems an equipment—from shields, AFCs, shearers or plows to chain tensioning and boot end systems—with regard to machine variables and parameters. Health for Longwall offers live views, generates daily log files for analysis and plays back operational data. Using the Cat Data server for longwall (VDataSrv), the mine team is able to provide all relevant live data at five different software interfaces (OPC, Sql, UDP, EIP and a Web server) within the mine LAN, giving the mine further usage of the data within their network. As our latest development, Health for Longwall includes VlongwallDataBase as a powerful tool for longtime data storage and reporting of almost all data sets generated onboard. This allows the mine operators and the supporting dealer to run continuous reports and analysis on the machines' health, supporting proactive maintenance work at the face. Health for Longwall vibration analysis offers continuous online vibration monitoring. Use of this tool allows the detection of all abnormalities in the longwall system's inherent drive train, such as bearing defects or increases in wear.

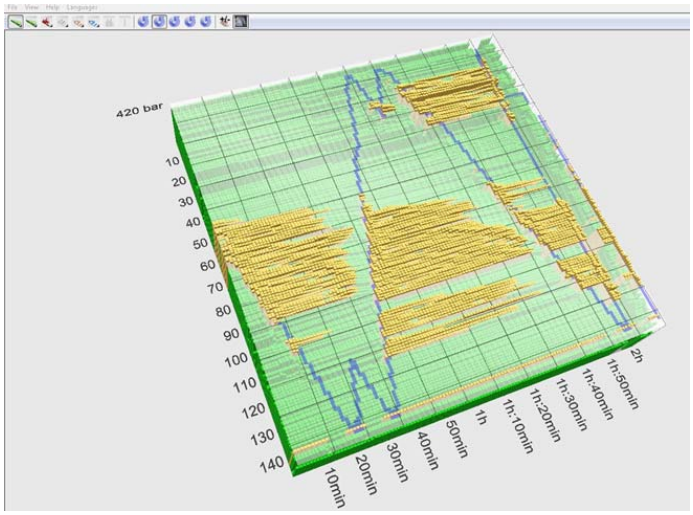


Figure 7: Cat MineStar® System - VGraph3D providing several 3D waterfall plots for review and predictive analysis showing e.g. set pressure or other parameter plotted over time and face width

CAT MINESTAR® SYSTEM

Cat MineStar® System is the industry's broadest suite of integrated mine operations and mobile equipment management technologies, configurable to suite your operation's needs.

It lets you integrate products, processes and people like never before, helping you achieve maximum productivity, efficiency and safety.

Health is one capability set beside Detect [2], Terrain, Fleet and Command [3] belonging to the Cat MineStar® System. For Longwall Caterpillar offers as well Detect Personnel as Detect capability for Longwalls [4].

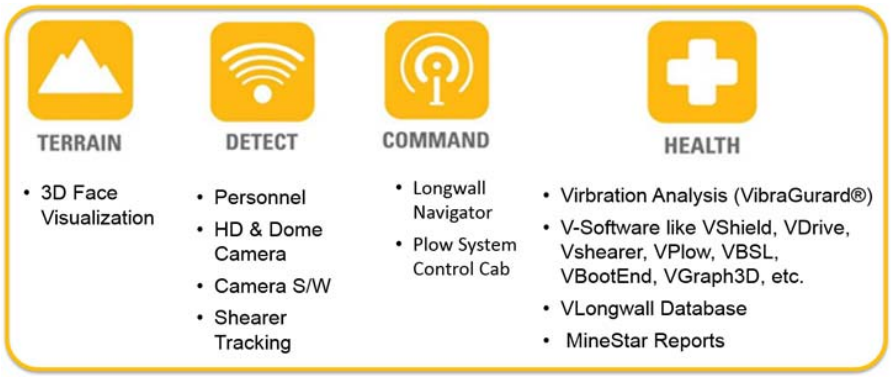


Figure 9: Longwall Automation Products integrated into Cat® MineStar™ System

Fleet provides comprehensive, real-time machine tracking, assignment and productivity management, giving you a comprehensive overview or all operations from anywhere in the world. (Fleetd is not applicable for Longwall to day).

Terrain enables high-precision management of drilling, loading, grading and dragline operations through the use of guidance technology, It increases machine productivity and provides you real-time feedback for improved efficiency.

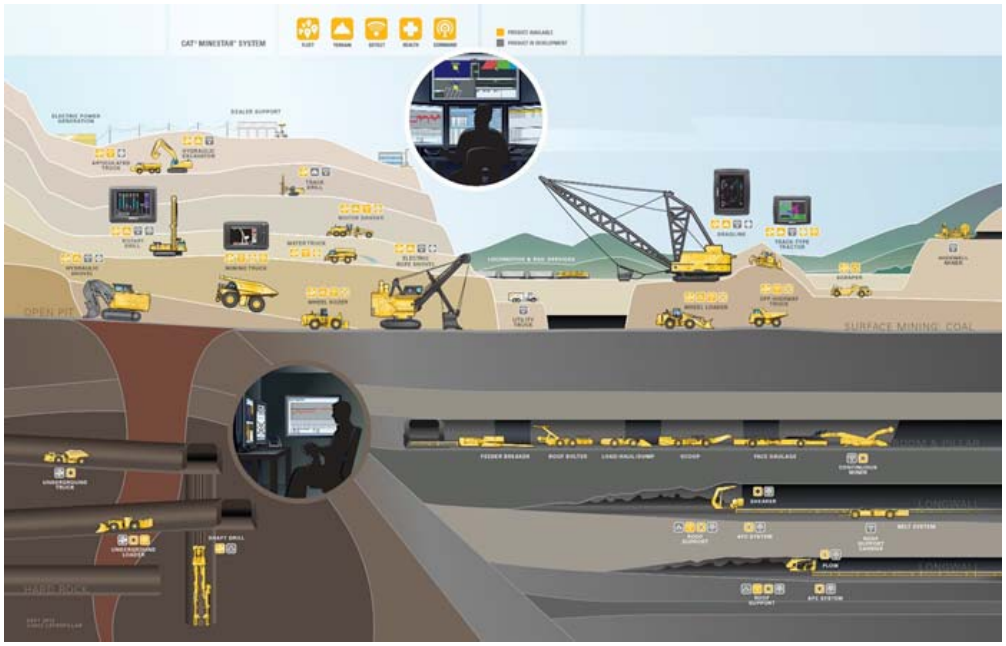


Figure 8: Cat MineStar® System – Serving almost all Caterpillar mining products

Detect helps increase operator awareness, enhancing safety at your operation. It includes a range of capabilities designed to assist the operator, including blind spot end proximity detection of fixed and mobile equipment.

Health delivers critical event-based machine condition and operating data tor your entire fleet. It includes comprehensive equipment health and asset monitoring capabilities, with a wide range of diagnostic, analytic and reporting tools.

Command provides remote control, semi-autonomous and autonomous systems for both surface and underground mobile mining equipment. By integrating the capabilities of Fleet, Terrain, Detect and Health, it delivers dramatic improvements in safety, productivity and availability at different mine operation.

Finally caterpillar is just introducing ECA – the Equipment Care Advisor. Based on a global data cloud, all relevant machine data from production to health could be gathered and used for analysis and predictive maintenance. In future Longwalls will be able to be connected with ECA via the flexible Longwall data interface VDataSrv. Once established this the tech-

nology will allow to use share data and analyze the operation by Cat dealers and/or Cat engineering experts, building value for the customer while Cat dealer will accompany him in his operation.

SERVING PRODUCTION EXPECTATION

State-based automation and Navigation features help production smooth at a consistent rate and allow the mine a high and constant coal-clearance capability. Downtime of equipment is reduced and inefficient use of uptime is avoided.

Of course, the use of state-based automation requires strict discipline, a cultural shift and a concerted effort by management to steer the change. But considering that the results can double-digit productivity increases, these investments in time and effort pay off quickly.

When Cat SBA was implemented at a mine in Australia's Hunter Valley in 2004, the success was immediately apparent. In the first calendar month after introduction, productivity increased more than 10 percent, and it has remained at a consistently higher level since the introduction of SBA.

Pre-SBA production averaged 1,892 tonnes per hour, whereas the average production rate after SBA introduction was 2,315 tonnes per hour. And since the installation of SBA, the EL3000 has been the highest-producing shearer in Australia. In 2008, four of the top five producers in Australia were using Cat EL3000 shearers with state-based shearer automation. And the story goes on: In spring of 2014, Caterpillar had another customer in Australia exceeding planned production month by month.

The utilization of the fully automated shearer is now consistently reaching more than 94% with no input from operators. This number is expected to reach 100% as operator confidence in the automatic steering system grows.

LITERATURE

[1] mining.cat.com/health, December 2015
Health for Longwall, With powerful analytic and reporting tools, Health enables timely, fact-based management of equipment service and maintenance, helping to reduce costs and increase availability.

[2] mining.cat.com/detect, February 2015
Detect helps keep your people and assets safe by using satellite, radar and camera technology to enhance operators' awareness of the working environment around their mining equipment.

[3] mining.cat.com/command, December 2015
Command for Longwall enables your operators to work efficiently from a safe location away from the face using advanced remote control capabilities.

[4] Mundry, S., Weßelmann, J. Detect Personnel for Longwall - Adding a New Safety Feature, AIMS, RWTH Aachen, 2014

Modułowe stacje odmetanowania typu MDRS: najwyższy standard bezpieczeństwa, możliwości zastosowania i doświadczenia operacyjne

MDRS Coal Mine Methane Extraction Stations: Highest Safety Standard, Possible Applications and Operational Experience

Alina Mroz
A-TEC Anlagentechnik GmbH
mr@atec.de

Clemens Backhaus
A-TEC Anlagentechnik GmbH
ba@atec.de

SŁOWA KLUCZOWE: Odmetanowanie, gaz z odmetanowania, gaz kopalniany, stacja odmetanowania, kontenerowa stacja odmetanowania, czynne kopalnie węgla, zlikwidowane kopalnie węgla, bezpieczeństwo

KEYWORDS: Degassing, coal mine methane, CMM, CMM extraction, degassing station, contenerised degassing station, active coal mines, abandoned coal mines, safety

STRESZCZENIE

W artykule przedstawiono zastosowanie, najwyższy standard bezpieczeństwa i doświadczenia operacyjne kontenerowych stacji odmetanowania produkowanych przez firmę A-TEC Anlagentechnik GmbH (Moers, Niemcy), które znalazły zastosowanie w ponad 50 lokalizacjach w wielu krajach. Poprzez zastosowanie odpowiednio dobranych urządzeń możliwa jest łatwa obsługa i konserwacja stacji. Płynna regulacja dmuchaw umożliwia zastosowanie z dużym przedziale wydajności. Zabudowa kolejnych modułów pozwala w prosty sposób podwyższyć wydajność objętościową w danej lokalizacji. Aspektami szczególnymi stacji odmetanowania typu MDRS jest ich dostawa na kopalnie w stanie gotowym do pracy, zmniejszenie do minimum prac na budowie na miejscu przeznaczenia, łatwość przyłączenia, możliwość szybkiej zmiany lokalizacji, efektywność energetyczna, niezawodność stacji i dyspozycyjność. Średni czas pracy instalacji wynosi ponad 15 lat.

ABSTRACT

The aim of the article is the presentation of the application spectrum, highest safety standard and operational experiences regarding containerised coal mine methane extraction stations

produced by A-TEC Anlagentechnik GmbH (Moers, Germany). The stations have been operated at more than 50 sites in several countries. Special equipment choice leads to a simple service and maintenance of the station. Flexible regulation of the compressors makes an application within wide output intervals possible. Installation of additional modules allows a simple extension of the particular operational site´s output capacity. Special aspects in regards of the MDRS CMM extraction stations is their ready to use delivery, maximal reduction of the construction related activities at the place of destination, simple connection and location change, energy efficiency, reliability and technical availability. The average operational time of the station subject is about 15 years.

1 A-TEC

A-TEC Anlagentechnik GmbH jest jednym z ekspertów o światowej renomie w dziedzinie gazu z odmetanowania. Jej pracownicy posiadają wieloletnie doświadczenie w górnictwie, budowie instalacji i energetyce. Kooperacja z instytucjami naukowymi i instytutami badawczymi zapewnia jej zachowanie przewagi technologicznej. A-TEC Anlagentechnik GmbH dostarcza i optymalizuje:

- stacje odmetanowania
- instalacje kogeneracyjne i ORC do wykorzystania gazu z odmetanowania
- pochodnie do unieszkodliwiania gazu z odmetanowania

Niniejszy referat ma na celu przedstawienie stacji odmetanowania typu MDRS, ich standardu bezpieczeństwa, możliwości zastosowania i doświadczeń operacyjnych.

2 STACJE ODMETANOWANIA TYPU MDRS

2.1 Zastosowanie

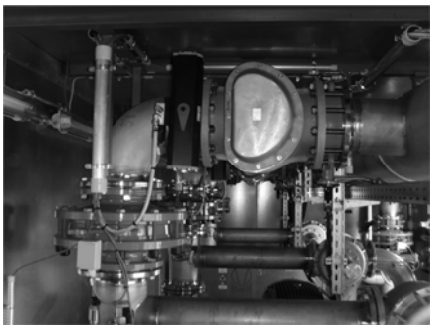
Zadaniem stacji odmetanowania typu MDRS jest odbiór mieszaniny metanowej z podziemnej części kopalni, w szczególności kopalni węgla, z możliwością wykorzystania tego gazu do produkcji energii elektrycznej i cieplnej.

2.2 Konstrukcja i zasada działania stacji odmetanowania typu MDRS

2.2.1 Zabudowa kontenerowa

Stacje odmetanowania typu MDRS są zoptymalizowane pod kątem jej późniejszej pracy, co jest uwzględniane w szczególności poprzez wybór typu dmuchaw. Przedział płynnej regulacji od 3,9 Nm³/min i poniżej znajduje się w normalnym zakresie pracy dmuchaw, co pozwala uniknąć niepotrzebnego zużycia związanego z przeciążeniem, niewspółmiernie podwyższonych temperatur w rurociągu tłocznym oraz skomplikowanego chłodzenia. Poszczególne dmuchawy wraz ze wszystkimi urządzeniami bezpieczeństwa instalowane są jako kompletne podsystemy. Rozmieszczenie elementów składowych, wymiary, ciężary i odstępy umożliwiają łatwą konserwację przy udziale jednej lub dwóch osób. Nawet demontaż jednej z dmuchaw w celu konserwacji lub wymiany jest wykonalny przy pomocy prostych urządzeń podnośnikowych i mniejszego sprzętu transportowego (Rys. 1).





Rys. 1 Stacja odmetanowania typu MDRS podczas montażu u producenta i widok wnętrza kontenera

Figure 1 MDRS CMM extraction station during contruction and view into the container

Stacja odmetanowania składa się z jednego do czterech systemów dmuchaw w połączonych równolegle. Każdy z tych systemów może zostać oddzielnie włączony i jest wyposażony w przerywacze płomienia z kontrolą temperatury i przepustnice szybkozamykające po stronie ssawnej oraz po stronie tłocznej. Przepustnice te zamykają układ danej dmuchawy od strony ssawnej i tłocznej tak w przypadku alarmu, jak i normalnego wyłączenia.

Dmuchawy osobno sterowane falownikami, każda z tłumikiem hałasu po stronie ssawnej dmuchawy i jednym tłumikiem hałasu na moduł po stronie tłocznej zainstalowanym na kontenerze, wraz ze wszystkimi armaturami, urządzeniami koniecznymi do pracy i zabezpieczeniami, są na stale zabudowane w izolowanym stalowym kontenerze specjalnym. Urządzenie do wydmuchu na kontenerze jest wyposażone w tłumik hałasu.

Stalowy kontener specjalny, izolowany cieplnie i akustycznie, umożliwia bezpieczny transport i przeładunek kompletnie zmontowanej stacji (Rys. 2). Stacja instalowana jest na fundamentach pasowych. Niepotrzebny jest dodatkowy budynek, co umożliwia szybkie przeniesienie, instalację i rozruch także w lokalizacjach peryferyjnych. Stacja może zostać wyposażona na wejściu w półautomatyczną stację separatorów w dodatkowym kontenerze.





Rys. 2 Transport stacji odmetanowania typu MDRS na ciężarówce i przeładunek kontenera na miejscu przeznaczenia.

Figure 2 Transport of the MDRS CMM extraction station and unloading of a container at the destination site

Zaletami koncepcji instalacji są między innymi:

- Montaż, próby w trybie pracy, wstępny odbiór następuje u producenta

- Do rozruchu na miejscu przeznaczenia instalacja potrzebuje tylko przyłącza gazu i energii
- Prace na budowie zredukowane są do koniecznego minimum
- Krótki czas dostawy, rozruch możliwy jest bezpośrednio po uzyskaniu pozwolenia na budowę
- Konserwacja możliwa jest podczas pracy stacji
- Prosta instalacja modułów uzupełniających w celu podwyższenia wydajności danej lokalizacji

Bardzo stabilna konstrukcja stalowego kontenera specjalnego jest zaprojektowana do instalacji na zewnątrz. Dodatkowa osłona budowlana na przykład poprzez zabudowę w hali nie jest konieczna, ale możliwa na życzenie (Rys. 3).





Rys. 3 Wolnostojąca stacja odmetanowania typu MDRS (Kazachstan) i stacja podczas zabudowy hali o lekkiej konstrukcji dookoła kontenerów instalacji

Figure 3 Outdoor installed MDRS CMM extraction station (Kazakhstan) and one during construction of a light weight construction building around the containers

2.2.2 Sterowanie

Stacja może pracować w następujących trybach pracy:

- stałe ciśnienie ssania (regulacja od -5 kPa do -50 kPa w stosunku do ciśnienia otoczenia)
- stałe ciśnienie tłoczenia
- stała koncentracja metanu
- ręczne ustawienie wydajności dmuchaw

W trybie pracy "stałe ciśnienie ssania" automatyka sterowania włącza kolejno dmuchawy do osiągnięcia zadanego ciśnienia ssania lub osiągnięcia przez dmuchawy ich maksymalnej wydajności. W razie wzrostu ciśnienia na ssaniu zmniejszana jest liczba obrotów lub zmniejszana ilość dmuchaw do osiągnięcia zadanej wartości ciśnienia. W trybie pracy "stałe ciśnienie tłoczenia" podawany jest sygnał regulujący z czujnika ciśnienia po stronie tłocznej systemów dmuchaw do falowników, które utrzymują zadaną wartość ciśnienia poprzez regulację obrotów dmuchaw. W ten sposób zapewnia się bezproblemowe wykorzystanie gazu w podłączonych instalacjach kotłowych, pochodniach i silnikach gazowych.

W wielu przypadkach odsysania gazu kopalnianego, szczególnie w przypadku kopalń zlikwidowanych, można zaobserwować zmianę koncentracji metanu w gazie w zależności od ilości gazu. W takich warunkach operator może zadać koncentrację metanu, a stacja będzie

regulować ilość gazu w ten sposób, że koncentracja ta będzie stała w wydobywanej objętości gazu. Ilość wydobywanego gazu wzrasta, jeżeli wzrasta koncentracja metanu. W ten sposób można osiągnąć optymalne wydobycie gazu w zależności od warunków w danym punkcie poboru.

Stacja może też pracować w trybie regulacji ręcznej. Dmuchawy przeznaczone do pracy są ręcznie włączane lub wyłączane, po czym następuje ręczne ustawienie stopnia ich obciążenia. Ilość odsysanego gazu i ciśnienia ustalają się odpowiednio do warunków lokalnych.

Praca stacji może być zdalnie sterowana i obserwowana.

Kolejność pracy urządzeń optymalizowana jest na podstawie ilości godzin pracy agregatów. Dmuchawy pracują odpowiednio do przepracowanych godzin, przy czym urządzenia z mniejszym przebiegiem włączane są w pierwszej kolejności. Zmiana pracy dmuchaw następuje regularnie w celu uzyskania możliwie podobnego przebiegu.

2.2.3 Efektywność energetyczna

Stacje mogą realizować ciśnienia tłoczenia zgodnie z zalecanym maksymalnym stosunkiem ciśnień $p_{wej}/p_{wyj} \leq 2$ dla zainstalowanych dmuchaw Rootsa. Wysokie różnice ciśnień powodują jednakże zwiększone zużycie, podwyższają zapotrzebowanie na energię elektryczną i wprowadzają konieczność chłodzenia gazu, przez co niepotrzebnie wzrastają koszty inwestycji i stopień kompleksowości instalacji. Końcowe wartości ciśnienia tłoczenia powyżej 10 kPa są rzadko rzeczywiście konieczne i są redukowane przed wykorzystaniem gazu w kotłach lub silnikach. Oszczędność energii osiągalna poprzez zmniejszenie ciśnienia tłoczenia może wynosić do 50%. Poprzez zastosowanie odpowiednio skonfigurowanych stacji odmetanowania typu MDRS można osiągnąć istotne oszczędności kosztów operacyjnych w pracy instalacji.

2.3 Dane techniczne

Dane techniczne stacji odmetanowania typu MDRS przedstawione są w tabeli 1.

Tabela 1 Dane techniczne stacji odmetanowania typu MDRS
Table 1 Technical data regarding the MDRS coal mine methane extraction station

Typy stacji MDRS-x				
Typ	MDRS-46	MDRS-90	MDRS-135	MDRS-180
Ilość dmuchaw	1	2	3	4
Minimalna ilość pobieranego gazu [m^3_{Norm}/min]	3,92	3,92	3,92	3,92
Maksymalna ilość pobieranego gazu [m^3_{Norm}/min]	25	50	75	100
Rozmiar przyłącza DN	200	300	350	400
Wymiar kontenera	20´	30´	40´	40´

Możliwa jest też dostawa stacji z mniejszymi minimalnymi objętościami pobieranego gazu. Wydajność objętościową w danej lokalizacji można podwyższyć poprzez instalację dodatkowych modułów.

3 ZASTOSOWANIE STACJI ODMETANOWANIA TYPU MDRS W GÓRNICTWIE AKTYWNYM I NA OBSZARACH ZLIKWIDOWANYCH KOPALŃ

Stacja odmetanowania typu MDRS może być stosowana w aktywnym górnictwie węgla kamiennego do odsysania gazów wydzielanych podczas pracy kopalni oraz do powierzchniowego poboru gazu ze zlikwidowanych kopalń.

Zasadnicze różnice w wykorzystaniu gazów kopalnianych wynikają szczególnie z ich różnego składu i jego wahań w czasie. Różnice zestawione są w tabeli 2.

Tabela 2 Średni skład gazów kopalnianych z czynnych i zlikwidowanych kopalń węgla
Table 2 Average composition of coal mine methane from active and abandoned mines

Składnik	Zlikwidowana kopalnia	Czynna kopalnia
CH_4	20-80% Vol	25 - 55 %Vol
C_nH_m	<50 ppm	<0,5 %vol
CO_2	8-15 % vol	<2,0 %vol
O_2	-	4 - 15 %vol
N_2	Reszta	Reszta

Gaz z odmetanowania aktywnych kopalń wykazuje duże wahania składu na skutek prowadzenia podziemnych robót górniczych. Jakość i ilość gazu zależą w znaczącym stopniu od wydobycia węgla i zawartości metanu w złożu. Długoterminowa prognoza średniego wydobycia metanu jest jednakże możliwa.

Prognoza długoterminowego wydzielania metanu ze zlikwidowanej kopalni jest trudna. Często nie można wykluczyć negatywnego wpływu wentylacji kopalń czynnych w sąsiedztwie. Te czynniki podwyższają ryzyko finansowe energetycznego wykorzystania tego rodzaju gazu kopalnianego.

Sterowanie i koncepcja bezpieczeństwa stacji odmetanowania typu MDRS umożliwia wydmuch gazu oraz wiele opcji jego wykorzystania. W krajach wydobywających węgiel kamienny gaz z odmetanowania najczęściej stosowany do produkcji energii w układach kogeneracyjnych i kotłach w zależności od warunków lokalnych [1, 2]. Sterowanie stacji typu MDRS uwzględnia współpracę z jednostkami kogeneracyjnymi, co sprawia, że w razie późniejszego rozszerzania infrastruktury w danej lokalizacji nie jest konieczna aktualizacja oprogramowania stacji.

4 STANDARD BEZPIECZEŃSTWA

4.1 Zasady bezpieczeństwa zgodnie z obowiązującymi przepisami

Stacje odmetanowania typu MDRS zostały pierwotnie zaprojektowane do pracy w Niemczech w oparciu o obowiązujące przepisy i wytyczne. Ponadto uwzględnione zostały lokalne przepisy górnicze krajów, do których stacje były eksportowane. Poprzez połączenie krajowych i międzynarodowych regulacji dotyczących BHP osiągnięty został optymalny poziom bezpieczeństwa, niezawodności i dyspozycyjności.

W Niemczech, czyli w kraju producenta, wymagania dotyczące bezpieczeństwa odmetanowania czynnych kopalń węgla opisane są w odpowiednich wytycznych (Grubengasabsaugerichtlinie) [3]. Wytyczne te określają tak wymagania techniczne dla stosowanych urządzeń i zabezpieczeń, jak i dla prowadzenia odmetanowania. Poprzez

wzmożone stosowanie stacji w celu zdalnie sterowanego i bezobsługowego odmetanowania kopalń zlikwidowanych podczas projektowania sterowania i ustalania koncepcji bezpieczeństwa wzięto pod uwagę dodatkowo odpowiednie wytyczne [4]. Ponadto uwzględniono dyrektywę ATEX oraz dyrektywę dotyczącą urządzeń ciśnieniowych. Koncepcja stacji została pomyślnie urzędowo dopuszczona do stosowania w rosyjskim górnictwie. Ponadto stacje wielokrotnie uzyskały pozwolenia w Kazachstanie i na Ukrainie zgodnie z lokalnymi przepisami obowiązującymi w tych krajach.

Stacja odmetanowania typu MDRS spełnia także wymagania bezpieczeństwa w stopniu, jaki przewidują polskie wymagania techniczne [5]. Poprzez uwzględnienie w koncepcji stacji dodatkowych wytycznych osiągnięto standard przewyższający wymagania określone przepisami.

4.2 Koncepcja bezpieczeństwa

Stacja odmetanowania typu MDRS składa się z ze specjalnego kontenera stalowego podzielonego na dwa pomieszczenia, jednego przeznaczonego na systemy dmuchaw oraz drugiego na system sterowania. Oba pomieszczenia są oddzielone od siebie gazoszczelnie. Są też zabezpieczone przed wstępem osób nieupoważnionych. Stacja jest automatycznie kontrolowana i w razie zagrożeń samoczynnie przeprowadzana jest do stanu zabezpieczonego. Łańcuch zabezpieczeń prowadzący do wyłączenia stacji w sytuacji zagrożenia jest trwale wpięty w systemie sterowania dodatkowo w stosunku do sterownika PLC i niezależny od oprogramowania. W ten sposób stacja może być w razie potrzeby prowadzona bez stałej kontroli personelu. W celu zapobieżenia zapłonu palnych mieszanin gazowych stosowane są pierwotne i wtórne środki ochrony przed wybuchem, tak w stosunku do wnętrza elementów prowadzących gaz jak i pomieszczeń stacji. Koncepcja bezpieczeństwa uzupełniona jest konstrukcyjnymi środkami ochrony w celu zmniejszenia możliwych oddziaływań wybuchu do minimalnego stopnia.

Automatyczne wyłączenie całej instalacji lub systemu jednej dmuchawy są częścią koncepcji bezpieczeństwa stacji. Armatura szybkozamykająca odcina dopływ gazu w przypadku wyłączenia bezpieczeństwa lub normalnego wyłączenia w pracy operacyjnej.

Koncepcja bezpieczeństwa opiera się na następującym wyposażeniu:

- Analiza stężenia CH_4, O_2, CO zasysanego gazu z odmetanowania w każdym module kontenerowym
- Odcinacze płomienia z kontrolą temperatury w rurociągach ssawnych i tłocznych każdej dmuchawy
- Zawory szybkozamykające sterowane pneumatycznie przed i za każdą dmuchawą
- Kontrola powietrza w pomieszczeniach: czujniki gazu i dymu, które skutecznie zapobiegają powstawaniu zagrożeń wybuchem
- Pomiary temperatury i transmitery ciśnienia

5 PRZYKŁADY ZASTOSOWANIA

Stacje odmetanowania typu MDRS znalazły zastosowanie w ponad 50 lokalizacjach w Europe Zachodniej i Wschodniej oraz w Azji. Przemyślana koncepcja sterowania umożliwia ich stabilną i bezusterkową pracę. Średni czas pracy instalacji przy zastosowaniu odpowiednim do

przeznaczenia i przeprowadzaniu wymaganego serwisu wynosi ponad 15 lat.

5.1 Niemcy

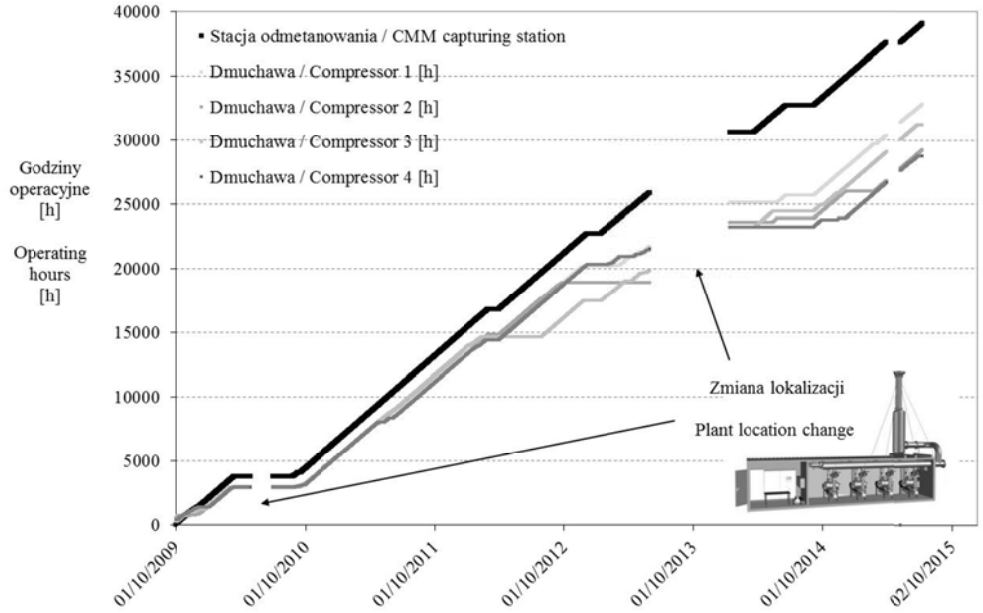
W Niemczech odsysany jest w większości gaz ze zlikwidowanych kopalń. Stacje typu MDRS zostały zainstalowane na ponad 15 lokalizacjach i są prowadzone bezobsługowo. W większości przypadków zasilają one układ kogeneracyjny do energetycznego wykorzystania gazu kopalnianego. Oprócz typowego wydobycia gazu o koncentracji metanu ponad 35% zdarzają się też przypadki odsysania gazu o bardzo niskiej zawartości metanu w celu zabezpieczenia powierzchni. W jednym z takich przypadków mieszany jest niskometanowy gaz z płytkiego odwiertu powierzchniowego z gazem o dużej zawartości metanu pochodzącym z otworu głębokiego, a następnie wykorzystywany w układzie kogeneracyjnym. Stacja odmetanowania typu MDRS jest od 2001 częścią tej instalacji [6].

5.2 Rosja

Stacje odmetanowania typu MDRS zainstalowano na kopalni im. Kirova, jako jeden z elementów programu kompleksowej produkcji energii [7] oraz na wielu innych do odsysania gazu z odmetanowania przy szybach centralnych lub odwiertach peryferyjnych oraz częściowo do zasilania układów kogeneracyjnych i instalacji kotłowych. Stacje MDRS w specjalnej konfiguracji ze zintegrowaną pochodnią zostały wielokrotnie zastosowane do spalania metanu w ramach projektów wspólnych wdrożeń [8]. Warunkiem stosowania instalacji była uprzednia urzędowa certyfikacja dopuszczająca, która została z powodzeniem przeprowadzona tak dla stacji odmetanowania typu MDRS, jak i dodatkowej półautomatycznej stacji separatorów współpracującej ze stacją MDRS.

5.3 Kazachstan

W Kazachstanie zainstalowano ponad 15 stacji odmetanowania typu MDRS do odsysania gazu z odmetanowania przy szybach centralnych lub odwiertach peryferyjnych oraz do zasilania układów kogeneracyjnych i instalacji kotłowych. Jedna z nich zainstalowana została w ramach projektu redukującego emisje miasta Karaganda [9]. Szczególnie ceniona i często wykorzystywana jest możliwość łatwej technicznie zmiany lokalizacji w trakcie odsysania gazu z odmetanowania z odwiertów peryferyjnych za pomocą stacji typu MDRS. Dane operacyjne stacji typu MDRS zainstalowanej w Kazachstanie przedstawia kolejny rysunek (Rys. **4**). Analizowana stacja została dwa razy przeniesiona na inne lokalizacje w celu odmetanowania czynnej kopalni z powierzchni poprzez odwierty. Widoczne jest równomierne stosowanie zainstalowanych dmuchaw, które osiągane jest poprzez odpowiednie sterowanie w trybie pracy automatycznej.



Rys. 4 Dane operacyjne stacji typu MDRS zainstalowanej w Kazachstanie

Figure 4 Operational data of a MDRS coal mine methane extraction station installed in Kazakhstan

5.4 Ukraina

Na Ukrainie zainstalowano około 10 stacji typu MDRS. Podobnie jak w Rosji zastosowano je częściowo w wersji ze zintegrowaną pochodnią w ramach projektów wspólnych wdrożeń. Instalacje pracujące w oparciu o dmuchawy Rootsa nie były w tym czasie rozpowszechnione na Ukrainie. Ich pozytywne aspekty i doświadczenia operacyjne przedstawiono odpowiednio w publikacjach fachowych [10, 11].

5.5 Polska

Stacja dmuchaw ze zintegrowaną pochodnią została zastosowana do testów pola Żory-1 w ramach projektu wspólnych wdrożeń [12]. Następnie zasilała ona gazem kopalnianym zainstalowany w pobliżu silnik gazowy o mocy 2 $MW_{el.}$ Stacja w konfiguracji analogicznej do MDRS wydobywała gaz z odmetanowania do 2013 roku.

LITERATURA

[1] Mroz A, Backhaus C, Samus O, Gorecka J, Tailakov O, Kostorenko V, Kasyanov V, Davies C, Meyer J. Basics on country situation. Project Report, TREN/FP7/EN/218935: Coal Mine methane – New Solutions for Use of CMM – reduction of GHG emissions, http://www.cometh.info/downloads/218935-Cometh-Del-1-final.pdf 2010

[2] Backhaus C, Mroz A, Petrenko O, Zeidler-Fandrich B. Basics on Technologies for Utilisation of CMM. Project Report. TREN/FP7/EN/218935: Coal Mine methane – New Solutions for Use of

CMM – reduction of GHG emissions. http://www.cometh.info/downloads/218935-Del-2.pdf 2010; 2015

[3] Bezirksregierung Arnsberg. Gasabsauge-Richtlinien 1985; 2015

[4] Bezirksregierung Arnsberg. Richtline Grubengasgewinnung 2002; 2015

[5] Ministerstwo Gospodarki. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz.U. 2002.139.1169 z późn. Zmianami) 2010

[6] Kalina J, Skorek J, Backhaus C, Mroz A. Możliwości wykorzystania metanu z pokładów węgla w niemieckich i polskich kopalniach. Materiały międzynarodowej konferencji Energie odnawialne w Niemczech i w Polsce w świetle przystąpienia do Unii Europejskiej. Zeszyty naukowe Politechniki Łódzkiej. Seria Cieplne Maszyny Przepływowe. 2004

[7] Sabov A. Unique in Russia (Russian orig: Единственные в России). Ugol (Russian: Уголь) 2014: 4-5

[8] Meyer J. JI Project Design Document (PDD) RU1000302: Utilisation of CMM on coal mines of OAO "SUEK-Kuzbass". https://ji.unfccc.int/JIITLProject/DB/WFWRX6DBWMOS5V7ICY078LMNZZ4EU4/details 2011

[9] Tyduk D, Aspanov K, Mroz A, Backhaus C, Zeidler-Fandrich B. Potential analysis for CMM utilization in Kazakhstan and concepts for CMM utilization on 2010; 2015

[10] Backhaus C, Zastrelov D, Sabov A, Tumaikin M. Efficiency Analysis of Degassing Stations Based on Root´s Compressor Installed at Coal Mines (Russian original title: Сравнительный анализ компрессоров ВНС шахт). Ugol 2012: 70-72

[11] Backhaus C. Available Utilisation Technologies of Coal Mine Methane (Russian orig. Возможные пути использования энергии шахтного метана). Mining + Geo (Russian: майнинг гео / Глюкауф на русском языке) 2012; 2: 40-46

[12] Mroz A, Backhaus C. Project Design Document (PDD) PL1000526 - CMM utilisation on the former Zory Coal Mine in Upper Silesian Basin, Poland. https://ji.unfccc.int/JIITLProject/DB/IBD80X7YE1QS8A7FWNK3RG0TE8ZCDL/details 2012

Doświadczenia ze stosowania stalowej obudowy odrzwiowej typu ŁPY
Experiences with Using Type ŁPY Steel Arch Support

Mirosław Moszko
KWK „Ziemowit”

Roman Daniłowicz
Główny Instytut Górnictwa

Piotr Caban
Huta Łabędy S.A.

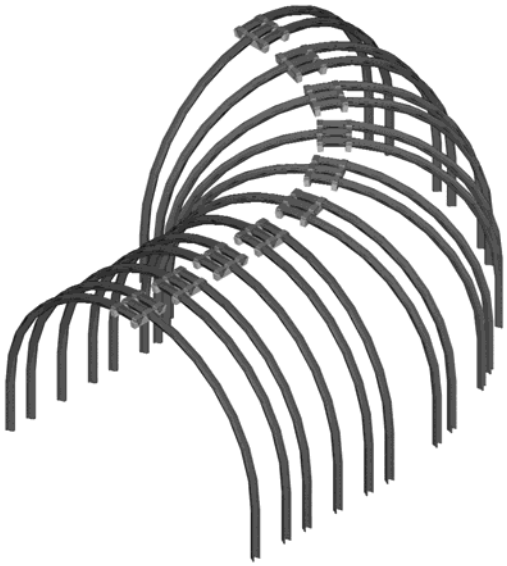
W artykule przedstawiono aspekty zastosowania przestrzennych konstrukcji stalowych odrzwi obudowy łukowej o zwiększonej stateczności własnej, przeznaczonych do zabezpieczania wyrobisk korytarzowych na odcinkach prostych lub łukowych (typ obudowy ŁPY). Konstrukcję tę zaleca się stosować szczególnie w przypadkach drążonych wyrobisk, w których zapewnienie kontaktu odrzwi z górotworem na całym obwodzie jest utrudnione oraz na zakrętach wyrobisk.

The paper presents aspects of applying the space frame of a steel arch support of increased stability, dedicated to securing straight and curving sections of roadways (type ŁPY support). The structure is particularly recommended for curves and workings driven in conditions when it is difficult to provide contact between the support and the rockmass along the whole perimeter of the arches.

1. WSTĘP

Podstawowym problemem eksploatacji obudowy podporowej wyrobisk korytarzowych jest stabilizacja [9]. Teoretycznie powinna być realizowana zaraz po zabudowie odrzwi obudowy poprzez ścisłe przyleganie górnych części kształtownika do górotworu (obrysu wyrobiska). Powinno to być uzyskiwane poprzez odpowiednie rozparcie odrzwi przed dokręceniem śrub strzemion. Z praktyki wiadomo, że nie zawsze obrys wyrobiska idealnie odpowiada kształtowi obudowy i nie przylega dokładnie do niej. W tym przypadku postulat ten może być zrealizowany poprzez dokładną wykładkę odrzwi obudowy lub poprzez ich oklinowanie. Praktyka górnicza pokazuje, że stabilizacja odrzwi obudowy w pierwszym okresie eksploatacji realizowana jest za pomocą rozpór. Stan ten trwa aż do pierwszych deformacji górotworu, gdzie niejako obrys wyrobiska dostosowuje się do kształtu obudowy. W przypadku skał o dużych wytrzymałościach stan ten utrzymuje się dość długo [1], [2].

W Głównym Instytucie Górnictwa zaprojektowano dwa rodzaje przestrzennych konstrukcji stalowych odrzwi łukowych o zwiększonej stateczności własnej, przeznaczonych do zabezpieczania wyrobisk korytarzowych na odcinkach prostych (typ obudowy ŁPX i ŁPY) lub łukowych (typ obudowy ŁPY) (rys. 1).



Rys. 1. Widok odcinka łukowego zabezpieczonego obudową ŁPY
Figure 1. Curve secured with type ŁPY support

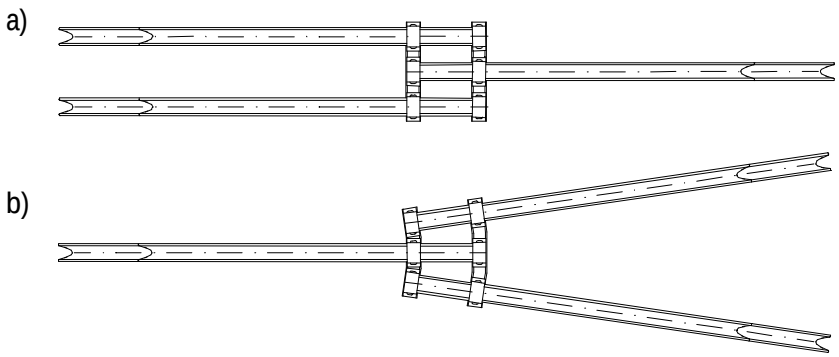
Konstrukcje te zaleca się stosować szczególnie w przypadkach drążonych wyrobisk, w których zapewnienie kontaktu odrzwi z górotworem na całym obwodzie jest utrudnione. Przydatność nowych konstrukcji potwierdzono badaniami stanowiskowymi, które wykazały zwiększoną stateczność proponowanych odrzwi w trudnych warunkach geologiczno-górniczych.

Zasadniczym celem obudowy jest zapewnienie stateczności wyrobiska w całym założonym okresie jego użytkowania, to jest zachowanie wymaganych wymiarów jego przekroju poprzecznego i zapewnienie warunków pozwalających na optymalne wykorzystanie nośności odrzwi [3], [4]. Sprowadza się to między innymi do zabudowy i utrzymania odrzwi we właściwych płaszczyznach.

W przypadku odchylenia odrzwi od ich płaszczyzny zabudowy generowany jest moment obciążenia górotworem, powodujący dalsze wychylanie od położenia równowagi, któremu przeciwdziałają, w przypadku braku kontaktu obudowy z obrysem wyrobiska, np. rozpory. W takiej sytuacji może nastąpić zniszczenie obudowy jeszcze przed wyczerpaniem nośności odrzwi. Zjawiskom tym przeciwdziałają różne sposoby stabilizowania odrzwi, takie jak stosowanie rozpór, siatek zaczepowych, kotwienia lub obudów o specjalnych konstrukcjach, np. takich jak ŁPY.

2. CHARAKTERYSTYKA STALOWEJ OBUDOWY ODRZWIOWEJ ŁPY

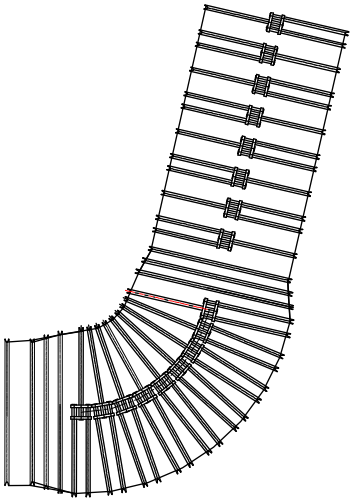
Odrzwia obudowy o zwiększonej stateczności ŁPY charakteryzują się rozmieszczeniem sześciu elementów łukowych (3 × łuk ociosowy i stropnicowy) w trzech prostopadłych do spągu płaszczyznach. Płaszczyzny te usytuowane są względem siebie równolegle (wersja równoległa – ŁPY/R) lub pod kątem (rys. 2). W obu przypadkach łuki stropnicowe połączone są w kluczu specjalnymi łącznikami wykonanymi z odcinków kształtownika typu J oraz blach.



Rys. 2. Odrzwia obudowy ŁPY
a) wersja równoległa, b) wersja ukośna
Figure 2. ŁPY support arches
a) parallel version, b) diagonal version

Ze względu na mniej skomplikowane łącza obudowy i montaż rozpór, najbardziej rozpowszechnione i produkowane są odrzwia obudowy ŁPY w wersji równoległej.

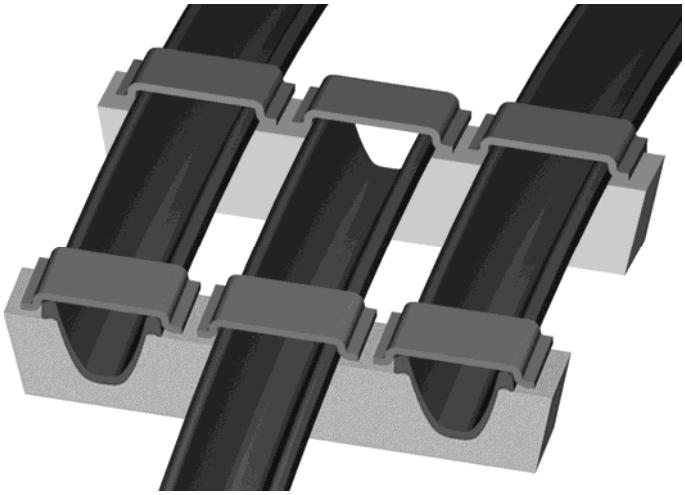
Zgodnie z istotą rozwiązania konstrukcyjnego odrzwia typu ŁPY przewiduje się do stosowania w wyrobiskach, w których wymagana jest duża stateczność obudowy, tj. narażonych na dynamiczne obciążenia, o dużych nachyleniach, jak również na ich zakrętach.



Rys. 3. Sposób montażu obudowy ŁPY
Figure 3. ŁPY support assembly

Odrzwia obudowy ŁPY zbudowane są z elementów łukowych, powszechnie stosowanej obudowy łukowej podatnej (zgodnie z normą PN-93/G-15000/02). W złączach łuków ocioso-

wych i stropnicowych zastosowano również typowe strzemiona dwujarzmowe. Jedynie w złączach, w osi (łączenie łuków stropnicowych), zastosowano specjalne łączniki – pozwalające na łączenie trzech łuków stropnicowych (rys. 4) – tworzące tym samym konstrukcję przestrzenną, zapewniającą znacznie większą stateczność odrzwi przy niezmienionych parametrach wytrzymałościowo – nośnościowych (w trakcie badań stanowiskowych i modelowych, stwierdzono wzrost tych parametrów o min. 10%).



Rys. 4. Schemat złącza
Figure 4. Joint, schematics

Porównawczy wskaźnik k_{10} określony zgodnie z normą PN-92/G-15000/05 jest również korzystny i średnio o 10% większy (np. dla odrzwi ŁP z kształtownika V29 wynosi k_{10} = 2,16 kN/kg, dla odrzwi ŁPY k_{10} = 2,37kN/kg).

Koszty zastosowania obudowy ŁPY, w porównaniu z kosztami typowej obudowy łukowej ŁP, są mniejsze o co najmniej 33% (zmniejszenie zużycia stali). Wynika to ze zmniejszenia liczby elementów łukowych w obudowie ŁPY.

Ze względu na, stwierdzoną badaniami stanowiskowymi, zwiększoną stateczność obudowy ŁPY, dopuszcza się stosowania po jednej rozporze na każdy element łukowy obudowy, zamiast co 1,2 m na długości łuku (liczba niezbędnych rozpór jest co najmniej o 50% mniejsza).

Odrzwia obudowy o zwiększonej stateczności ŁPY wykonywane są z kształtowników V25, V29 i V32 w siedmiu wielkościach, tj. od ŁPY7 do ŁPY13 zgodnych wymiarami w świetle z normą PN-93/G-15000/02.

Tablica 1 przedstawia podstawowe wymiary i masy odrzwi, tablica 2 zawiera warianty wykonania odrzwi, natomiast w tablicy 3 zestawiono wskaźniki nośności odrzwi W_N poszczególnych wariantów wykonania [5].

Tablica 1. Podstawowe wymiary i masy odrzwi obudowy ŁPY
Table 1. Basic dimensions and weight of ŁPY support arches

Oznaczenie	S	W	c	Masa całkowita bez strzemion, jarzm, śrub i nakrętek					
				Wyk. A	Wyk. B	Wyk. C	Wyk. D	Wyk. E	Wyk. F
	[m]			[kg]					
ŁPY7	4200±84	3100±62	500±25	428,0	480,6	495,4	524,8	562,6	603,6
ŁPY8	4700±94	3300±66	500±25	454,4	509,0	526,0	556,0	595,0	638,7
ŁPY9	5000±100	3500±70	600±26	486,8	545,0	562,6	576,0	638,2	685,2
ŁPY10	5500±110	3800±76	600±26	518,6	580,0	600,4	633,8	679,6	730,4
ŁPY11	5800±116	4025±81	600±26	541,4	605,2	626,8	661,4	709,6	762,9
ŁPY12	6100±122	4225±86	600±26	562,4	628,0	652,0	687,0	736,0	791,5
ŁPY13	6400±128	4425±88	600±26	584,0	651,4	676,0	712,0	763,0	820,7

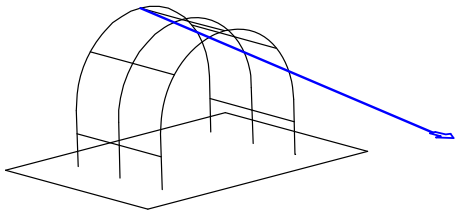
Tablica 2. Warianty wykonania odrzwi obudowy ŁPY
Table 2. Variants of assembling ŁPY support arches

Wykonanie	Konstrukcja	Podziałka obudowy
		mm
A	wszystkie elementy odrzwi z kształtownika V25	500 lub 750
B	elementy odrzwi wykonane z kształtownika V25, a po stronie pojedynczego łuku z kształtownika V32	
C	wszystkie elementy odrzwi z kształtownika V29	
D	elementy odrzwi wykonane z kształtownika V29, a po stronie pojedynczego łuku z kształtownika V32	550 lub 750
E	wszystkie elementy odrzwi z kształtownika V32	
F	wszystkie elementy wykonane z kształtownika V32, a po stronie pojedynczego łuku stropnicowego dodatkowo zastosowano wzmocnienie z kształtownika V32	

Tablica 3. Wskaźniki nośności odrzwi W_N odrzwi obudowy ŁPY
Table 3. Load capacity indices W_N of ŁPY support arches

Oznaczenie	S	W	c	Wskaźnik nośności W_N					
				Wyk. A	Wyk. B	Wyk. C	Wyk. D	Wyk. E	Wyk. F
	[m]			[MN/m]					
ŁPY7	4200±84	3100±62	500±25	0,177	0,288	0,232	0,288	0,288	0,399
ŁPY8	4700±94	3300±66	500±25	0,156	0,252	0,204	0,252	0,252	0,341
ŁPY9	5000±100	3500±70	600±26	0,139	0,229	0,184	0,229	0,229	0,315
ŁPY10	5500±110	3800±76	600±26	0,135	0,215	0,175	0,215	0,215	0,285
ŁPY11	5800±116	4025±81	600±26	0,130	0,204	0,168	0,204	0,204	0,267
ŁPY12	6100±122	4225±86	600±26	0,126	0,195	0,161	0,195	0,195	0,250
ŁPY13	6400±128	4425±88	600±26	0,122	0,188	0,156	0,188	0,188	0,238

Odrzwia obudowy ŁPY przeszły pomyślnie wszystkie badania przeprowadzone przez GIG w Katowicach. Badania modelowe przeprowadzono za pomocą metody elementów skończonych oraz poddano analizie odrzwia obudowy ŁPY10/V25 w wersji równoległej. Poza standardowymi, przeprowadzono dodatkowo badania stateczności obudowy typu ŁPY (rys. 5).



Rys. 5. Schemat badania stateczności odrzwi obudowy ŁP
Figure 5. Test of ŁP support arches stability, schematics

Badania stateczności obudowy przeprowadzono w specjalnym stanowisku. Badana obudowa składała się z dwóch kompletów odrzwi ŁPY10/V25 ustawionych względem siebie naprzemianlegle. Odrzwia obciążano w kluczu siłą poziomą powodującą wychylenie odrzwi. Przeprowadzone zostały dwie próby stateczności – bez rozpór i z sześcioma rzędami rozpór typu G. W wyniku przeprowadzonych testów otrzymano rejestrację w układzie odchylenie – obciążenie.

Z wyników badań przedmiotowych odrzwi oraz badań przeprowadzonych wcześniej na innych obudowach w tych samych warunkach wynika, że obudowa z odrzwi ŁPY bez rozpór wykazuje porównywalną sztywność osiową z obudową ŁP z rozporami RSM .

3. ZABUDOWA ODRZWI OBUDOWY ŁPY

Zabudowa odrzwi powinna być zgodna z wymaganiami normy PN-90/G-06011. Stropnice odrzwi z łącznikami specjalnymi można łączyć na spągu lub na pomoście, które następnie są podnoszone i umieszczane na podciągach pod stropem wyrobiska. W każdym przypadku należy zachować długość zakładki określonej w tablicy 2.

W wyrobiskach drążonych kombajnami, do podnoszenia stropnic z łącznikiem można wykorzystać odpowiednio wyposażony organ urabiający kombajnu.

Odrzwia obudowy ŁPY na prostoliniowych odcinkach wyrobisk wznosi się naprzemianlegle tak, aby były one usytuowane pojedynczym łukiem ociosowym raz do lewego, a raz do prawego ociosu. Natomiast w wyrobiskach o dużych krzywiznach odrzwia wznosi się pojedynczym łukiem ociosowym od strony ociosu wewnętrznego (rys. 1 i 3).

3.1. Łączenie łuków stropnicowych z łącznikiem specjalnym

Łączenie łuków stropnicowych z łącznikiem specjalnym wykonuje się jednakowo dla wszystkich połączeń łuków współpracujących. Do łączenia łuków odrzwi można stosować jedynie strzemiona dopuszczone przez Prezesa WUG do stosowania w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych. Połączenie łuków w złączu wykonuje się w sposób opisany poniżej.

Po wykonaniu zabioru pod jedne odrzwia obudowy ŁPY na odpowiednio przystosowany organ kombajnu nakłada się łączniki specjalne, do których są montowane kolejno łuki stropnicowe przy zachowaniu odpowiedniej zakładki. Następnie zmontowany zespół zostaje podniesiony pod strop wyrobiska i zawieszony na podciągach, po czym wykonuje się wykładkę części stropowej. Następnie przystępuje się do przykręcenia kolejnych łuków ociosowych. W pierwszej kolejności na łuk zewnętrzny należy nasunąć strzemię górne w stanie złożonym,

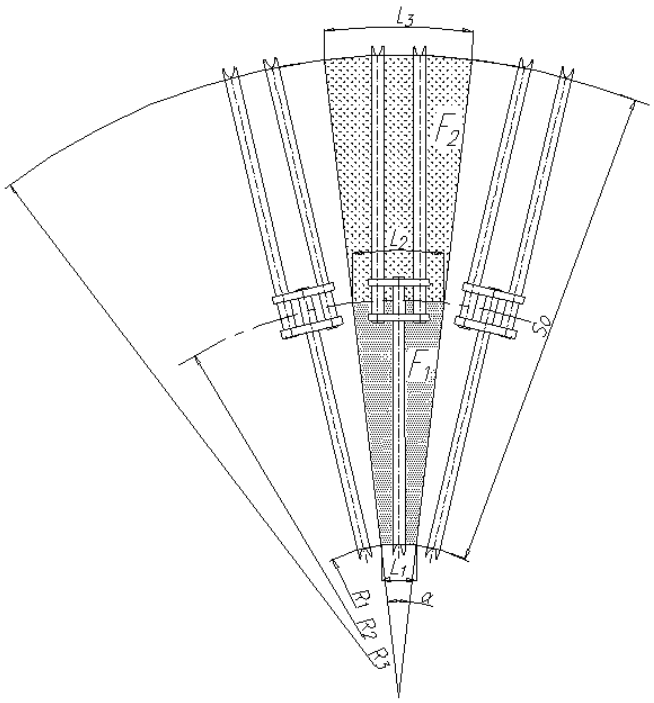
zabierakami dolnego jarzma zwróconymi w kierunku nasuwania (w przypadku strzemienia górnego z zabierakami), następnie na łuk wewnętrzny nasunąć strzemię dolne, również w stanie złożonym, zabierakami jarzma górnego zwróconymi w kierunku nasuwania (w przypadku strzemienia dolnego z zabierakami). Łuk wewnętrzny na długości zakładki równolegle złożyć z łukiem zewnętrznym i na końce nasunąć strzemiona.

Śruby strzemion muszą być dokręcone momentem (M_d) o odpowiedniej wartości. Wartości momentów dokręcenia nakrętek śrub strzemion określone są w instrukcjach stosowania poszczególnych typów strzemion. Nakrętki śrub strzemion należy dokręcać kluczem ręcznym o ramieniu długości 1,0 – 1,3 m (w zależności od wymaganej wartości momentu dokręcenia) lub za pomocą zakrętaków mechanicznych dopuszczonych do stosowania w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych. Do kontroli wartości momentu dokręcenia służą klucze dynamometryczne dokładności wskazań ±10 Nm.

Sposób zabudowy i liczbę strzemion w złączach należy dobierać zgodnie z instrukcjami stosowania poszczególnych typów strzemion. Strzemiona zabudowane w złączach odrzwi nie mogą być wykorzystywane do mocowania rozpór.

3.2. Rozmieszczenie odrzwi obudowy

W trakcie projektowania obudowy ŁPY dla wyrobisk o dużych krzywiznach należy pamiętać o tym, że ze względów konstrukcyjnych powinny one spełniać następującą zależność wynikającą z rysunku 6.



Rys. 6. Widok sąsiadujących ze sobą odrzwi obudowy ŁPY
Figure 6. Adjacent ŁPY support arches

$$F_1 = \frac{\alpha\pi}{360^0}(R_2^2 - R_1^2) \quad (1)$$

$$F_2 = \frac{\alpha\pi}{360^0}(R_3^2 - R_2^2) \quad (2)$$

gdzie:

F_1 - pole powierzchni rzutu pionowego wycinka wyrobiska zabezpieczanego pojedynczymi odrzwiami wyznaczony przez promienie: wewnętrzny wyrobiska i środka wyrobiska oraz promienie ograniczające dany fragment.

F_2 - pole powierzchni rzutu pionowego wycinka wyrobiska zabezpieczanego pojedynczymi odrzwiami wyznaczony przez promienie: zewnętrzny wyrobiska i środka wyrobiska oraz promienie ograniczające dany fragment.

α - kąt pomiędzy promieniami ograniczającymi pole powierzchni zabezpieczanej przestrzeni wyrobiska

R_1 - promień wewnętrzny wyrobiska

R_2 - promień wyznaczony przez środek szerokości wyrobiska

R_3 - promień zewnętrzny wyrobiska

Dla stosunku wartości:

$$\frac{F_2}{F_1} \geq 1{,}50 \quad (3)$$

odległość między równoległymi elementami łukowymi odrzwi ŁPY powinna wynosić d'=0,75 m, natomiast dla stosunku wartości:

$$\frac{F_2}{F_1} < 1{,}50 \quad (4)$$

odległość ta powinna wynosić d'=0,50 m.

Zachowanie powyższych warunków wpływa na równomierne obciążenie odrzwi obudowy ŁPY ze strony górotworu na łukowym odcinku wyrobiska.

Skutecznym rozwiązaniem konstrukcyjnym odgałęzień wyrobisk przygotowawczych, zwłaszcza dla małych promieni skrętu, są odrzwia obudowy ŁPY. Dzięki zastosowaniu obudowy ŁPY uzyskuje się możliwość skutecznego zabezpieczenia wyrobisk o dowolnych krzywiznach, jakie często występują w odgałęzieniach wyrobisk projektowanych i wykonywanych przez kopalnie własnymi środkami.

Zgodnie z istotą rozwiązania konstrukcyjnego odrzwia typu ŁPY przewiduje się do stosowania w wyrobiskach, w których wymagana jest duża stateczność obudowy, tj. narażonych na dynamiczne obciążenia, o dużych nachyleniach, jak również prowadzonych z dużymi krzywiznami.

4. ZALETY I WADY STOSOWANIA OBUDOWY ŁPY

Do największych korzyści stosowania obudowy ŁPY przy wykonywaniu zakrętów wyrobisk korytarzowych można zaliczyć:

- większą sztywność w porównaniu do obudowy ŁP, co za tym idzie możliwość przenoszenia większych obciążeń stropowych,
- bezproblemowe przechodzenie z obudowy ŁP na obudowę ŁPY i odwrotnie.
- konstrukcja obudowy ŁPY pozwala uniknąć nadmiernego zagęszczania obudowy na ociosie wewnętrznymi (rys. 7),
- większa stabilność odrzwi w porównaniu do odrzwi obudowy ŁP, nawet bez stosowania rozpór,
- zwiększona stateczność obudowy ŁPY dopuszcza stosowanie zmniejszonej liczby ciągów rozpór.



Rys. 7. Zagęszczenie łuków ociosowych odrzwi ŁP na ociosie wewnętrznym
Figure 7. Increased density of ŁP support frame sidewall arches on inner sidewall

Najtrudniejsze we wprowadzeniu nowej technologii w każdym przedsiębiorstwie jest przeszkolenie załogi i przekonanie jej do słuszności wprowadzanych zmian, a także do możliwości jakie za sobą niosą owe zmiany. Dlatego też, przy przeprowadzeniu prób ruchowych zależało nam na zebraniu opinii i spostrzeżeń załogi pracującej w przodku wyrobiska.

Podczas wykonywania zakrętu chodnika w obudowie ŁPY zaobserwowano następujące wady i problemy związane z tego typu rozwiązaniem zakrętów wyrobisk korytarzowych:

- duża złożoność stosowanej obudowy ŁPY, a co za tym idzie większa pracochłonność rozwiązania i mniejszy postęp przodka,

- przesunięty środek ciężkości stropnicy składającej się z trzech elementów i wynikająca z tego konieczność dostosowania siodełka głowicy kombajnu do podnoszenia tego typu obudowy,
- wykonanie otwarcia sięgającego do 1,5 m w przodku wyrobiska, wymaga dodatkowych zabezpieczeń odsłoniętego stropu,
- uciążliwy montaż rozpór regulowanych między sąsiednimi odrzwiami obudowy. Załoga zwróciła uwagę na możliwość zastosowania śruby rzymskiej w miejsce obecnej (rys. 8).



Rys. 8. Rozpory regulowane
Figure 8. Adjustable spread bars

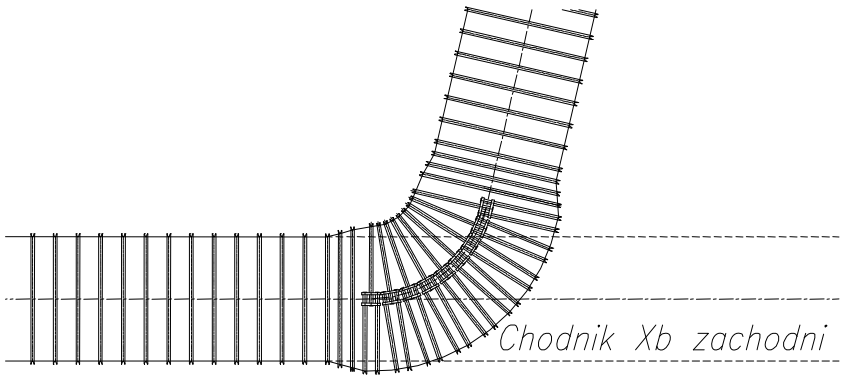
5. PRÓBY RUCHOWE OBUDOWY TYPU ŁPY

5.1. Obudowa typu ŁPY w KWK „Wesoła”

W 2002 roku Główny Instytut Górnictwa w Katowicach wykonał projekt obudowy pochylni II badawczej zachodniej w pokładzie 501, partia B, poziom 665 m, KWK „Wesoła”.

Konieczne zmiany w układzie wyrobisk przygotowawczych dla uruchomienia ściany wymagały zaprojektowanie pochylni II badawczej zachodniej, łączącej chodniki X i Xb, w kontekście przystosowania jej do transportu szynową kolejką podwieszaną sekcji obudowy zmechanizowanej. Usytuowanie projektowanej pochylni badawczej względem obydwu chodników pod kątem około 80^0 miało zapewnić minimalny promień skrętu dla trasy kolejki podwieszanej, a zarazem najmniejszą jej długość (rys. 9).

W obudowie ŁPY zostało wykonane połączenie pochylni II bad. zach. z chodnikiem Xb zachodnim z rozstawem $d_{ŁPY13}$ = 1,0 m (rys. 10), przy czym na odcinkach łukowych wyrobiska, jest to odległość pomiędzy osiami symetrii dwóch pojedynczych elementów (kształtowników) obudowy ŁP w osi wyrobiska.



Rys. 9. Połączenie pochylni II bad. zach. z chodnikiem Xb zachodnim
Figure 9. Junction of exploration tunnel II West and roadway Xb West



Rys. 10. Odcinek łukowy wyrobiska wykonany w obudowie ŁPY – KWK „Wesoła”
Figure 10. Curving mine working with ŁPY support – Wesoła coal mine

5.2. Obudowa typu ŁPY w KWK „Staszic”

W 2005 roku Główny Instytut Górnictwa w Katowicach wykonał projekt obudowy dwóch odcinków łukowych podszybia na poziomie 690 m, szybu II, KWK ”Staszic”.

Obejmowały one zakręty o kątach 90^0 oraz 105^0 posiadające wewnętrzny promień skrętu 10,0 m.

W danym przypadku zastosowano odrzwia obudowy ŁPY10/V25, wykonanie A, budowane na łuku wewnętrznym obudowy z rozstawem $d_{ŁPY10w}$ =0,875 m i na łuku zewnętrznym obudowy z rozstawem $d_{ŁPY10z}$ =0,85 m, przy czym jako rozstaw odrzwi ŁPY na odcinkach łuko-

wych wyrobiska, określa się odległość pomiędzy osiami symetrii dwóch skrajnych elementów (kształtowników) obudowy ŁP.

Ze względu na stwierdzoną badaniami stanowiskowymi zwiększoną stateczność obudowy ŁPY dopuszczono wówczas stosowanie tylko pięciu ciągów rozpór; trzy ciągi na wewnętrznych łukach obudowy i dwa ciągi na zewnętrznych łukach obudowy.

5.3. Obudowa typu ŁPY w KWK „Ziemowit"

W kopalni KWK „Ziemowit" w celu przeprowadzenia prób ruchowych zastosowano obudowę w rozmiarze 10. Wybrano wariant, gdzie wszystkie elementy łukowe odrzwi wykonane są z kształtownika V29 (wariant „C" według dokumentacji producenta).

Dla przeprowadzenia prób wybrano miejsce zabudowy zakrętu pomiędzy chodnikiem badawczym 036a a chodnikiem 942b tworząc zakręt pod kątem 90 stopni (rys. 11 i 12).

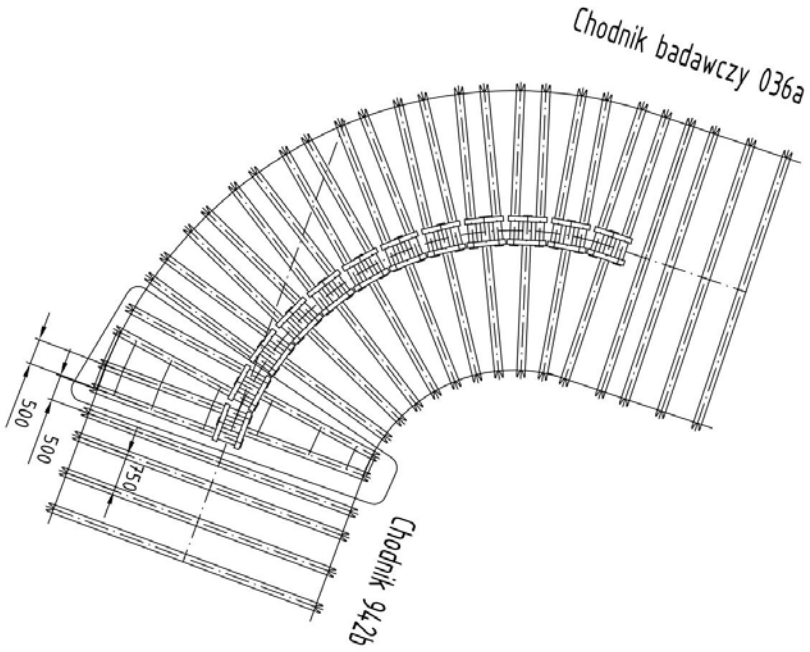


Rys.11. Przodek wyrobiska w obudowie ŁPY
Figure 11. Mine working face with ŁPY support

Do wykonania zakrętu wykorzystano 12 sztuk odrzwi obudowy ŁPY z postępem przodka około 1 sztukę na zmianę. Mały postęp w wykonywaniu tego zakrętu wynikał przede wszystkim z wprowadzania nowej technologii, zapoznania się pracowników z tą technologią i sposobem zabudowy odrzwi ŁPY oraz niedostosowania siodełka głowicy kombajnu do podnoszenia tego typu obudowy (problem z wyważeniem obudowy).

Do wykonania podobnego zakrętu w obudowie ŁP konieczne jest użycie 20 sztuk odrzwi obudowy z postępem przodka około 3 sztuki na zmianę.

Zatem wykonanie zakrętu pomiędzy chodnikiem badawczym 036a a chodnikiem 942b w obudowie ŁPY trwało około 12 zmian, przy około 7 zmianowym czasie wykonania podobnego zakrętu w obudowie ŁP.



Rys. 12. Miejsce oraz sposób wykonania zakrętu w obudowie ŁPY
Figure 12. Location and assembly of ŁPY support in curve

PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Podsumowując, odrzwia obudowy typu ŁPY stanowią oryginalną konstrukcję przestrzenną, niespotykaną dotychczas w kopalniach. Przeprowadzone badania wykazały, że pracują one poprawnie jako odrzwia obudowy podatnej, a ponadto charakteryzują się większą statecznością własną wynikającą z ich konstrukcji. Uniwersalność zapewniająca łatwe przejście z obudowy typu ŁP na obudowę ŁPY stwarza wiele możliwości ich stosowania, co pozwala na optymalny wybór kombinacji tych obudów w zależności od warunków geologiczno-górniczych. Ponadto dzięki uwzględnieniu sześciu wariantów obudowy możliwy jest jej optymalny dobór pod względem nośności do konkretnych warunków geologiczno-górniczych [6], [7], [8].

W tej technologii zabudowy zakrętów wyrobisk korytarzowych dopracowania wymaga system montażu odrzwi obudowy (siodełko na głowicy kombajnu) oraz rozpory regulowane mocowane pomiędzy sąsiednimi odrzwiami.

LITERATURA

[1] Biliński A. Kostyk T.: *Obciążenie obudowy wyrobisk w chodnikach przyścianowych* - Przegląd Górniczy nr 6/94.
[2] Biliński A. *Wyniki badań ruchów górotworu w polach eksploatacji ścianowej* - Prace GIG - seria dodatkowa. Katowice 1989 r.
[3] Chudek M. *Obudowa wyrobisk górniczych. Cześć 1. Obudowa wyrobisk korytarzowych i komorowych*, Wydawnictwo "Śląsk", Katowice 1986.
[4] Głuch P. *Wpływ rozpór na stabilizację przestrzenną stalowej odrzwiowej obudowy podporowej*, Budownictwo Górnicze i Tunelowe nr 4/1999.
[5] Huta „Łabędy": *Obudowa ŁPY - informacja handlowa*, Łabędy 2011.
[6] *Instrukcja oznaczania własności skał w otoczeniu wyrobisk hydraulicznym penetrometrem otworowym* - GIG Katowice 1976 r.
[7] *Obudowa górnicza. Wytyczne projektowania i doboru obudowy dla wyrobisk górniczych* – Politechnika Śląska – Gliwice maj 1997r.
[8] Rułka K. + Zespół *Uproszczone zasady doboru obudowy odrzwiowej wyrobisk korytarzowych w zakładach wydobywających węgiel kamienny* – Główny Instytut Górnictwa – Seria: Instrukcje Nr 15 – Katowice 2001r.
[9] Stefaniak R., Setlak K., Moszko M., Wieczorek K. *Funkcja wyrobiska a dobór obudowy - doświadczenia KWK „Ziemowit"*, Gliwice 2010.

Normy

- **PN-93/G-15000/02 – Obudowa chodnikowa odrzwiowa podatna z kształtowników korytkowych. Odrzwia łukowe podatne ŁP z kształtowników typu V. Typoszereg. Wymiary.**
- PN-92/G-15000/05 – Obudowa chodnikowa odrzwiowa podatna z kształtowników korytkowych. Odrzwia łukowe otwarte. Badania stanowiskowe.
- PN-90/G-06011 - Wyrobiska obudowane odrzwiami z kształtowników korytkowych. Wyrobiska korytarzowe poziome i pochyłe w kopalniach. Wymagania i badania przy odbiorze

XXV School of Undergroung Mining
Krakow |Poland |February 2016

MONITORING OF ROCK MASS DURING ROOM AND PILLAR EXTRACTION

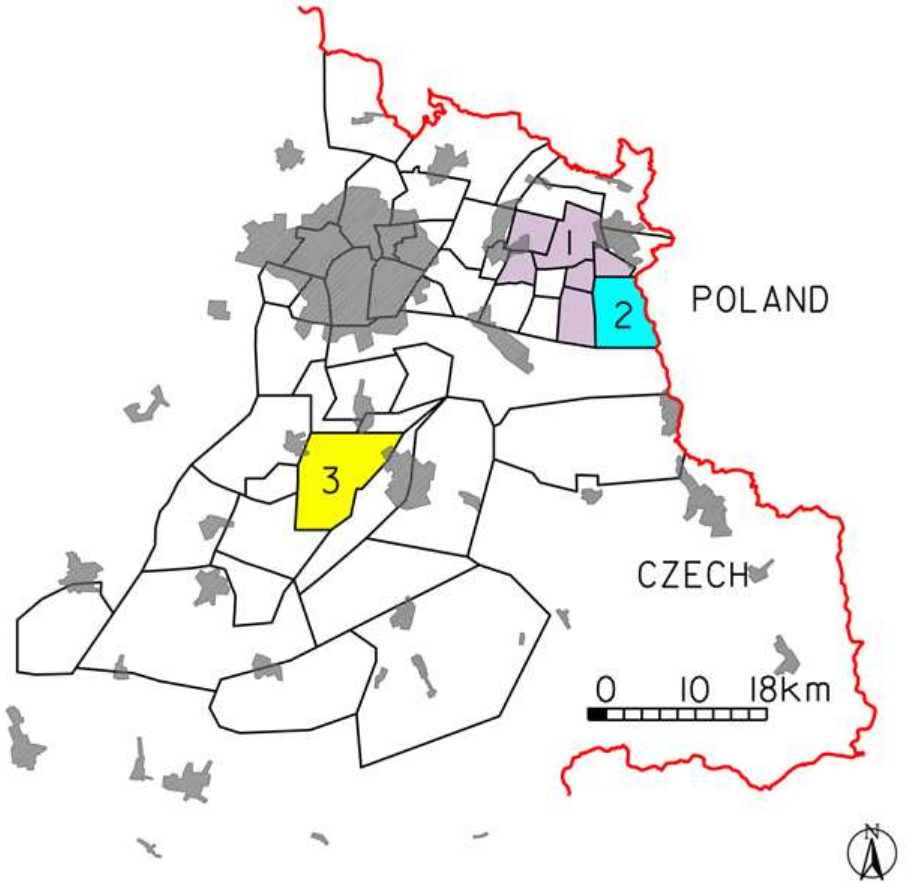
Petr WACLAWIK, Vlastimil KAJZAR, Jiri PTACEK,
Petr KONICEK, Radovan KUKUTSCH, Jan NEMCIK



The Czech Academy of Sciences
Institute of Geonics ASCR
UNIVERSITY OF WOLLONGONG AUSTRALIA

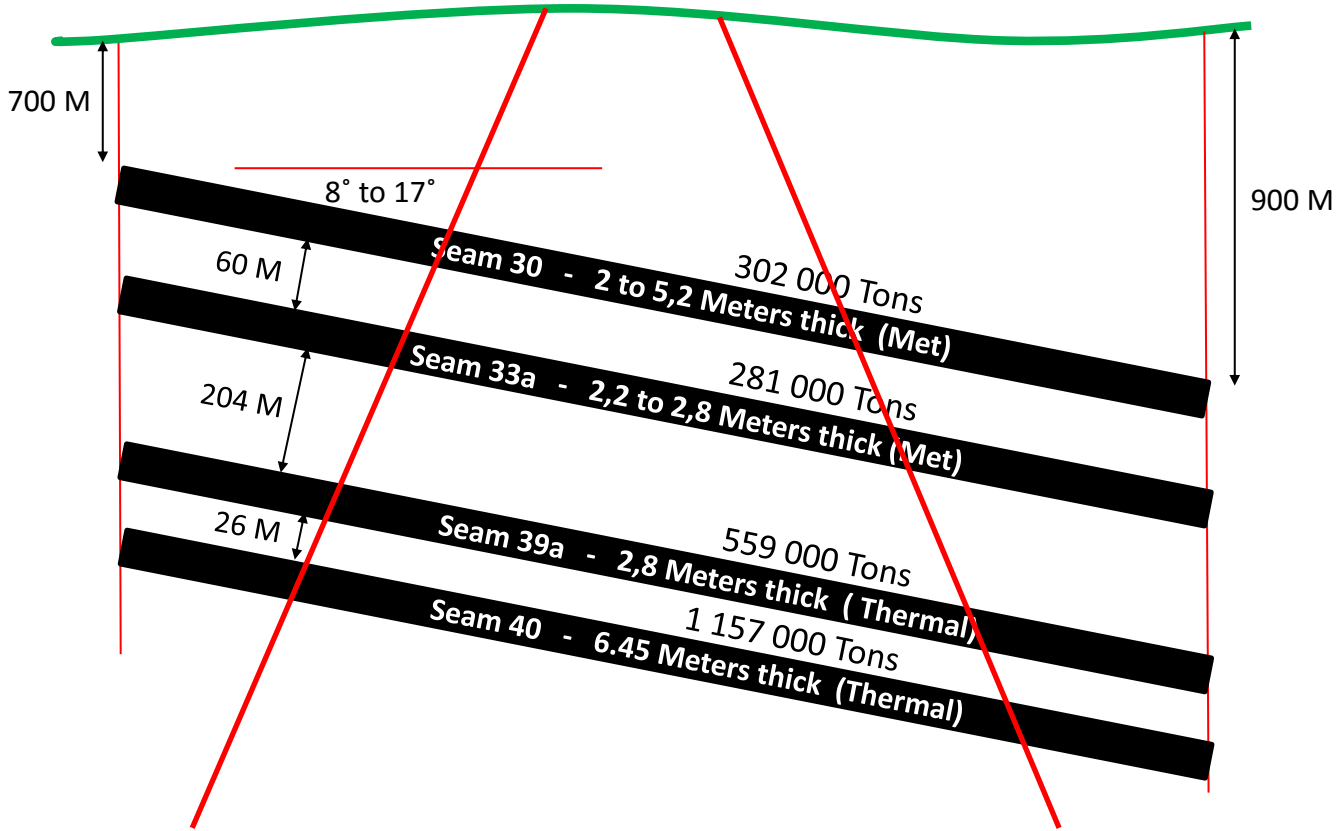
INTRODUCTION

- **Why Room and Pillar method was chosen?**
- Dlaczego metoda Room and Pillar została wybrana?

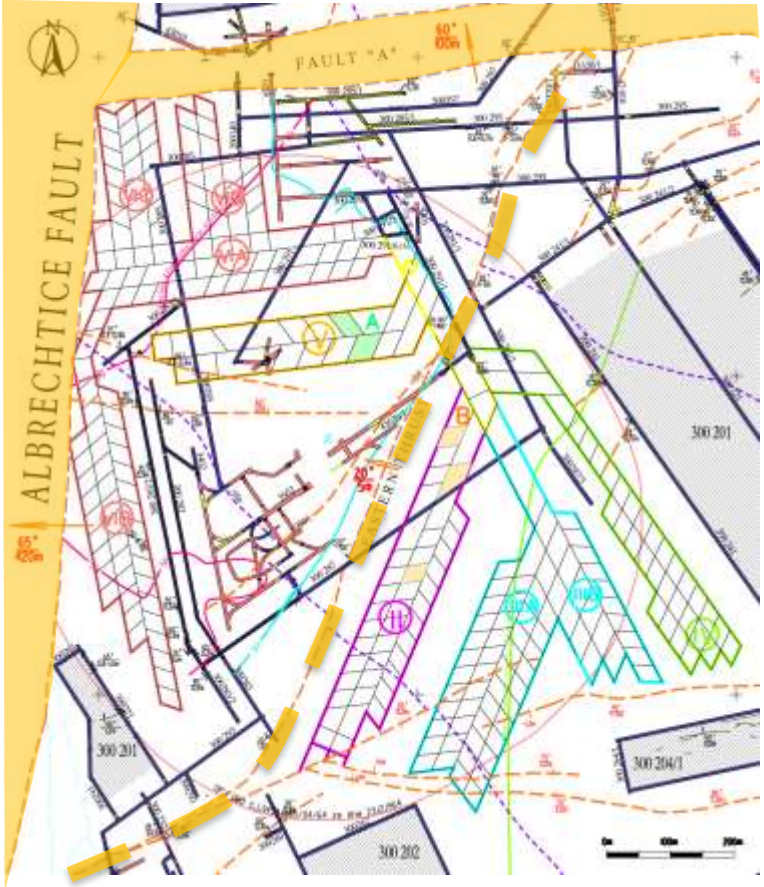

1
2
3
POLAND
CZECH
0 10 18km
N

INTRODUCTION

- **Why locality of shaft safety pillar for the trial test R&P was chosen?**
- Dlaczego został wybrany filar bezpieczeństwa szybów dla próby R&P metody?


700 M
8˚ to 17˚
900 M
60 M
204 M
26 M
Seam 30 - 2 to 5,2 Meters thick (Met)
302 000 Tons
Seam 33a - 2,2 to 2,8 Meters thick (Met)
281 000 Tons
Seam 39a - 2,8 Meters thick (Thermal)
559 000 Tons
Seam 40 - 6.45 Meters thick (Thermal)
1 157 000 Tons

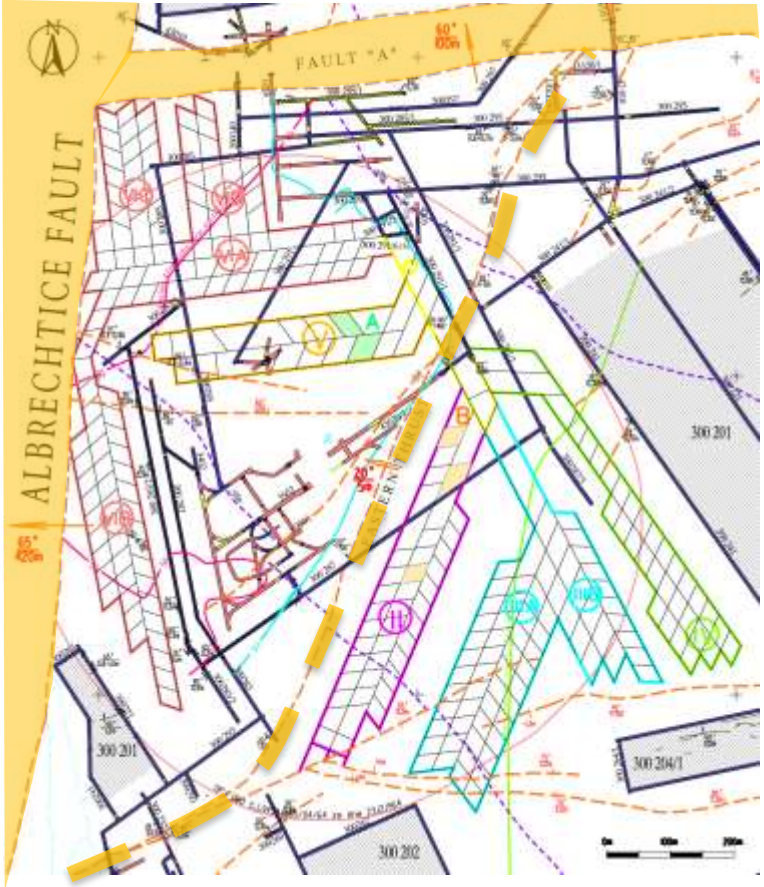
NATURAL CONDITIONS IN R&P AREA



The significant regional tectonics

- ALBRECHTICE FAULT – throw 420 m
- FAULT „A“ – throw 100 m
- EASTERN THRUST ZONE – throw ~5m

NATURAL CONDITIONS IN R&P AREA



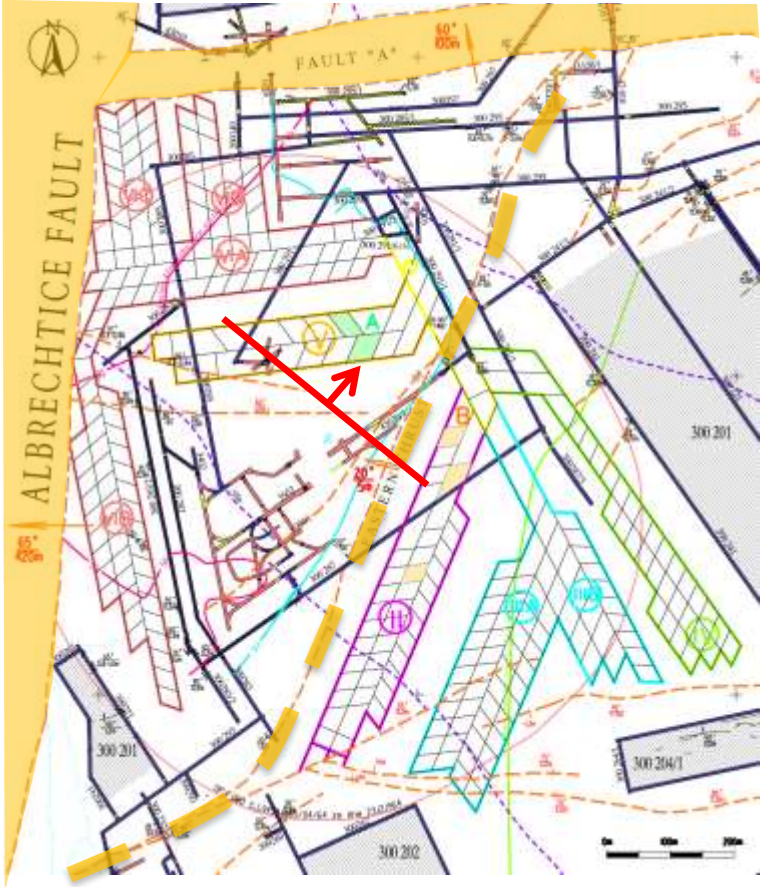
The significant regional tectonics

- ALBRECHTICE FAULT – throw 420 m
- FAULT „A“ – throw 100 m
- EASTERN THRUST ZONE – throw ~5m

Depth

- of coal seam No. 30: 700 – 900 m

NATURAL CONDITIONS IN R&P AREA



The significant regional tectonics

- ALBRECHTICE FAULT – throw 420 m
- FAULT „A“ – throw 100 m
- EASTERN THRUST ZONE – throw ~5m

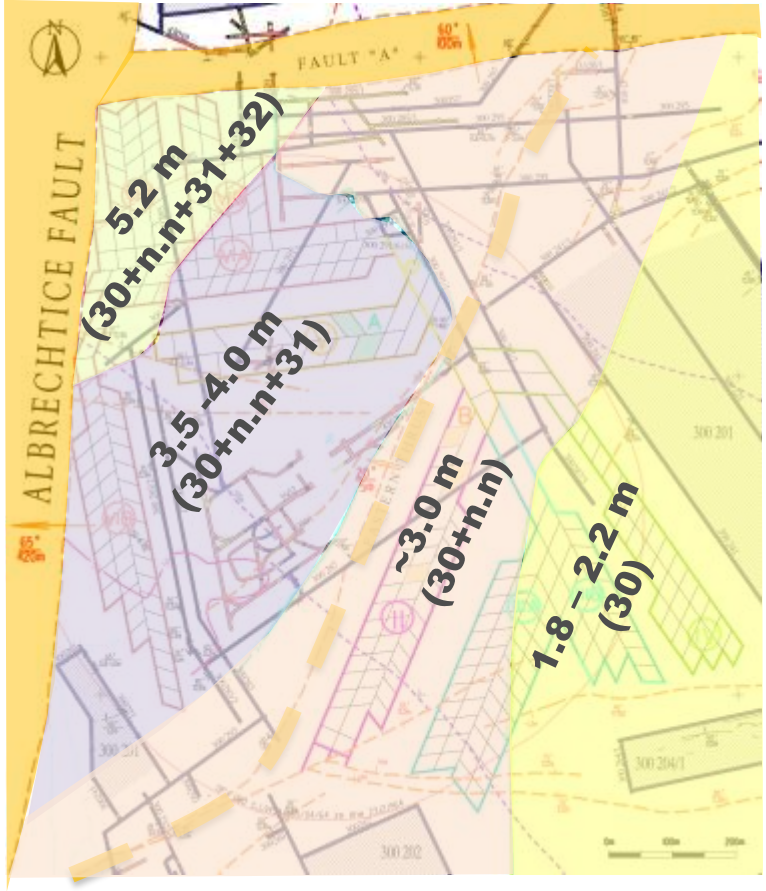
Depth

- of coal seam No. 30: 700 – 900 m

Strata dip

- 8° - 17° (occasionally reach up to 20°)

NATURAL CONDITIONS IN R&P AREA



The significant regional tectonics

- ALBRECHTICE FAULT – throw 420 m
- FAULT „A“ – throw 100 m
- EASTERN THRUST ZONE – throw ~5m

Depth

- of coal seam No. 30: 700 – 900 m

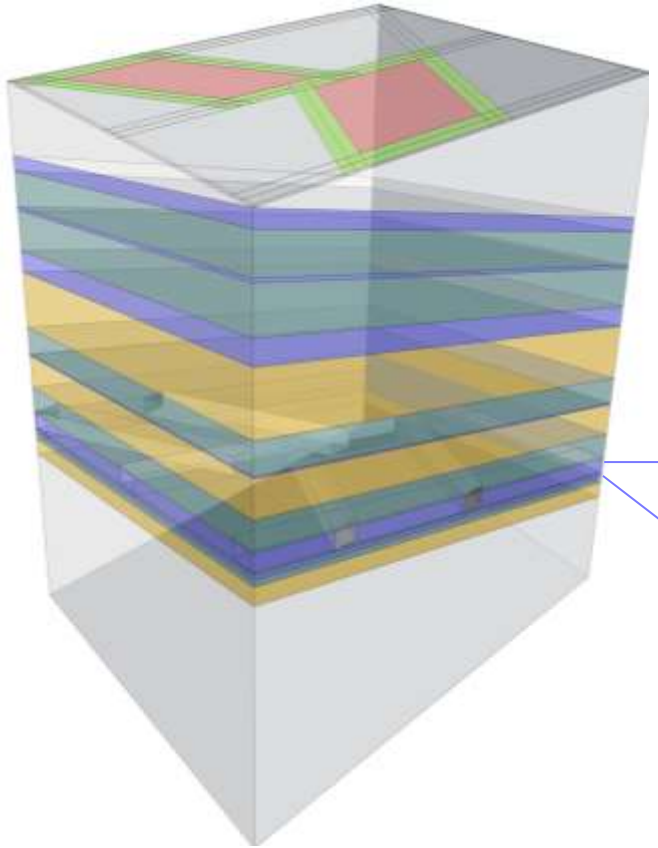
Strata dip

- 8° - 17° (occasionally reach up to 20°)

Variable thickness of coal seam No. 30

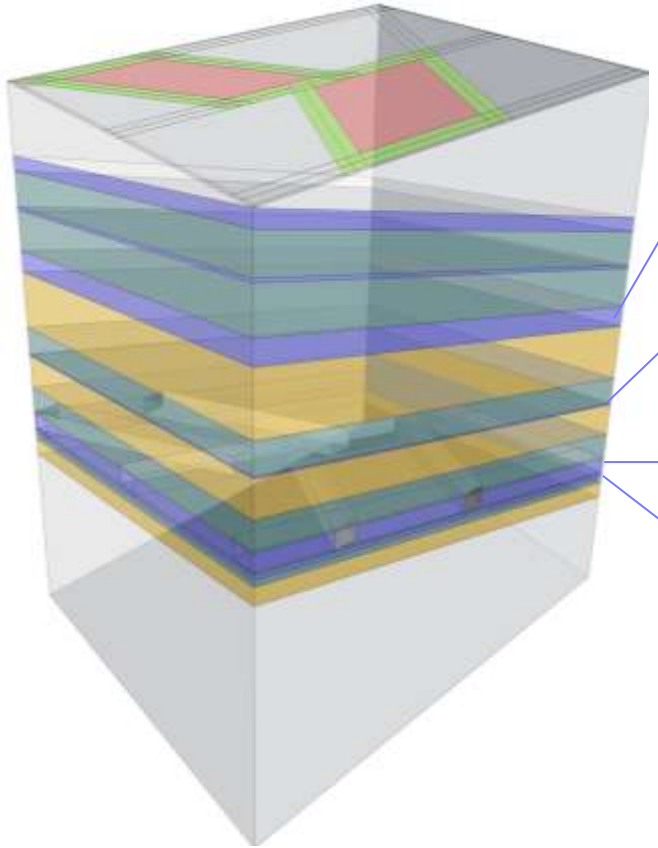
- 1.8 m up to 5.2 m

NATURAL CONDITIONS IN R&P AREA



CLAYSTONE	*=> 0.1 m*
SEAM No.30 + n.n.	***=> 3.0 m***
SILTSTONE	*=> 0.5 m*
SEAM No. 31	*=> 0.6 m*

NATURAL CONDITIONS IN R&P AREA



SEAM No. 29b.sp.l.	4.0 m
SANDSTONE	10.0 m
SILTSTONE	5.0 m
SEAM No.624	0.3 m
SANDSTONE	6.0 m
SILTSTONE	5.0 m
CLAYSTONE	0.1 m
SEAM No.30 + n.n.	**3.0 m**
SILTSTONE	0.5 m
SEAM No. 31	0.6 m
SILTSTONE and SANDSTONE	10.0 m
SEAM No. 32	2.0 m

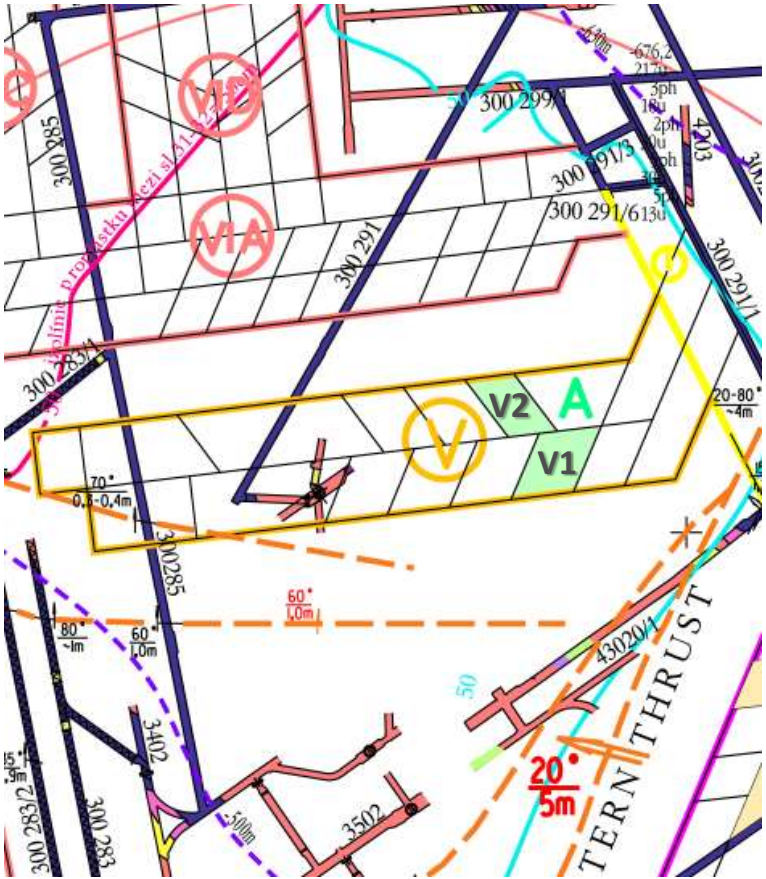
INTRODUCTION

- **Why extensive monitoring is carried out?**
- Dlaczego obszerne monitorowanie jest przeprowadzane?

MAIN GOALS OF MONITORING

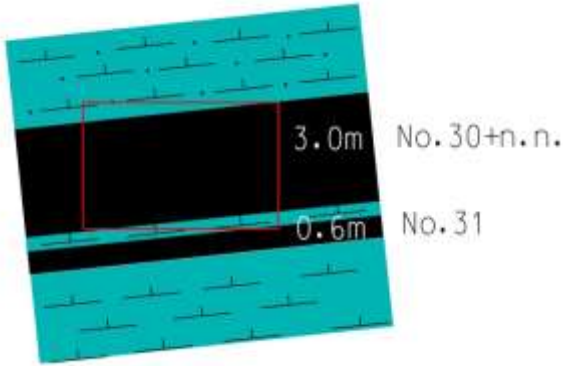
- **Deformability of rock overlaying the room and pillar roadways**
  - Deformacja skał nad chodnikami
- **Measuring the pre-mining stress and stress change monitoring in rock and coal during mining**
  - Mierzenia „pre mining” naprężeńia gorotworu i zmian naprężeń gorotworu i węgla podczas wydobycia
- **Deformability of coal pillars**
  - Deformacja filarów węglowych
- **Load on the installed cable bolts**
  - Obciążenie zainstalowanych kotew liniovych
- **Roadway convergence monitoring**
  - Konwergencja chodnikow
- **Seismology and seismo-acoustic monitoring**
  - Monitorowanie sejsmologiczne i seismo-akustyczne
- **Monitoring of surface subsidence**
  - Monitorowanie osiadania powierzchni

NATURAL CONDITIONS IN R&P AREA



Roadway parameters

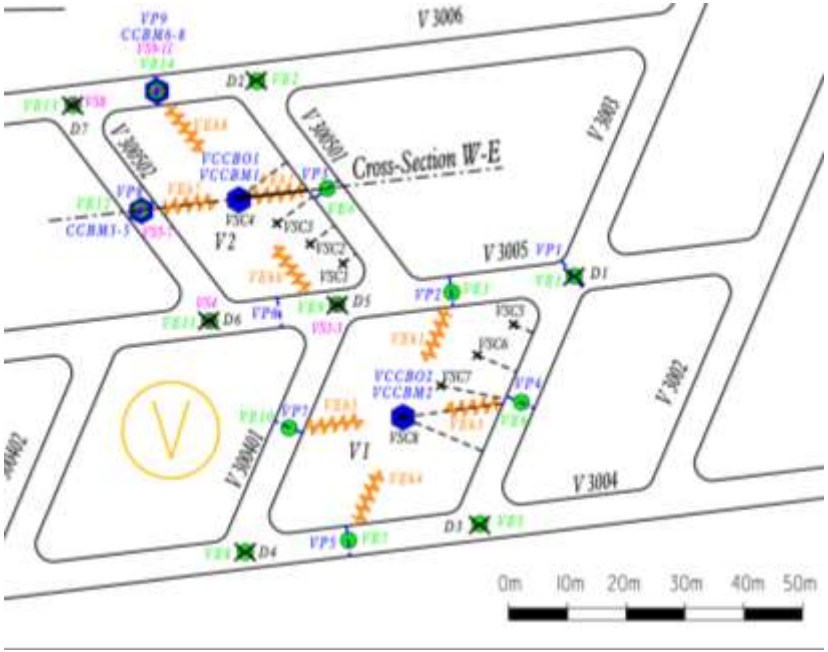
- Width: 5.2 m
- Height: 3.5 m



Depth

- of coal seam No. 30: 700 – 900 m
- **of monitored pillars V1, V2: 850 m**

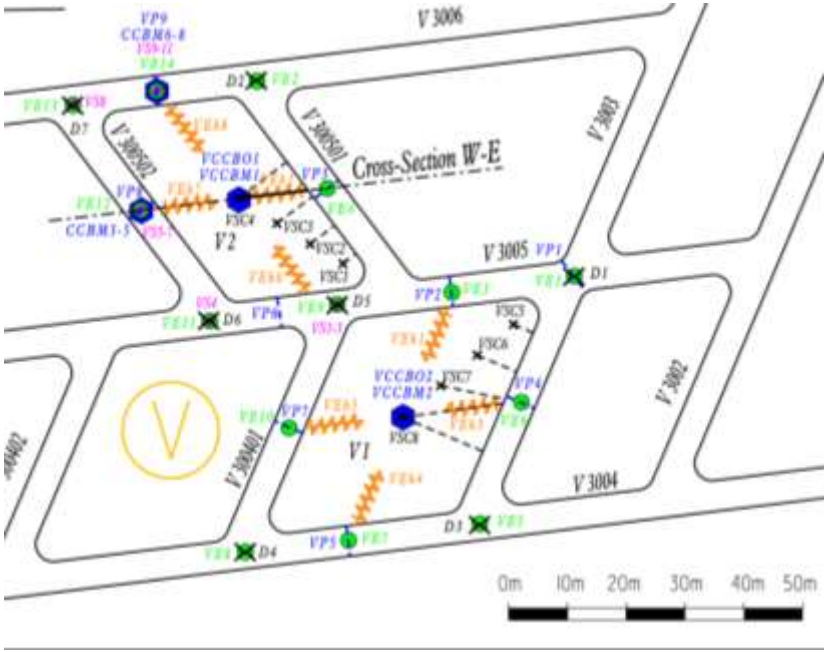
MONITORING OF STRESS AND DEFORMATION STATE OF ROCK MASS





- **14 pairs of 5-level multipoint extensometers GEL monitored roof displacements**

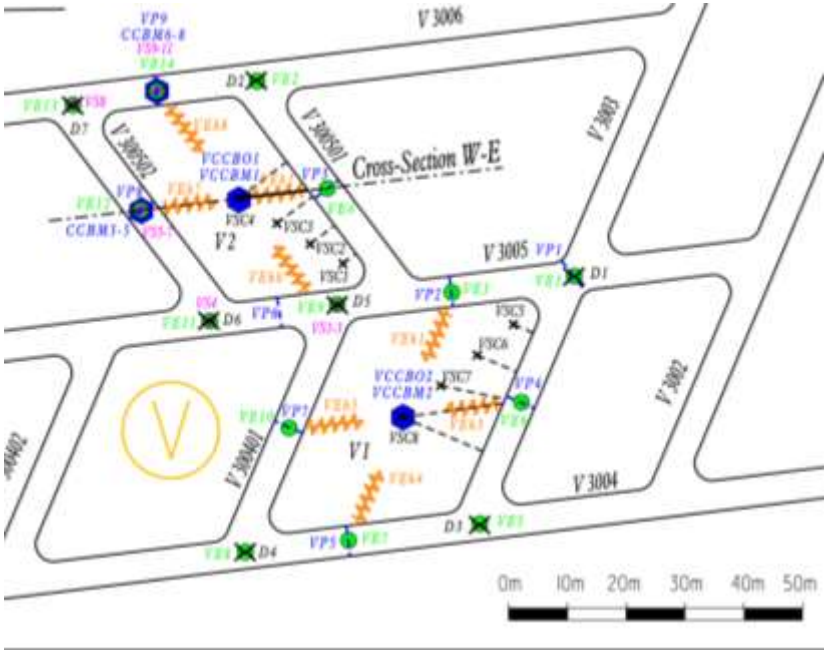
MONITORING OF STRESS AND DEFORMATION STATE OF ROCK MASS



- type SG01 (Golder Associates)
- length 2.4 m
- diameter 22 mm
- gauge spacing at 20, 45, 70, 95, 120, 145, 170, 195, 220 cm

11 strain gauged rockbolts with 9 pairs of strain gauges

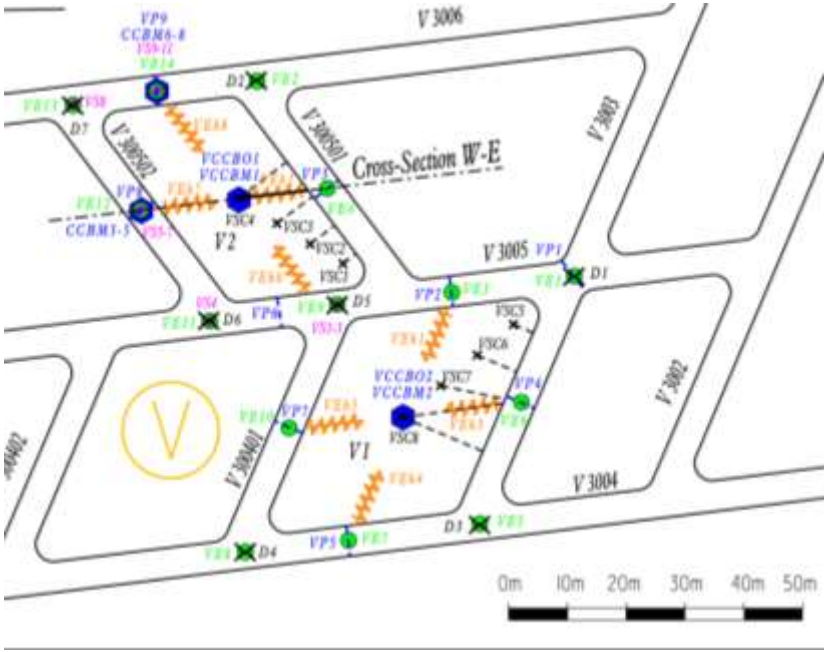
MONITORING OF STRESS AND DEFORMATION STATE OF ROCK MASS





2 CCBO stress overcoring cells to measure the pre-mining stress
8 CCBM stress change monitoring cells to measure stress changes during mining

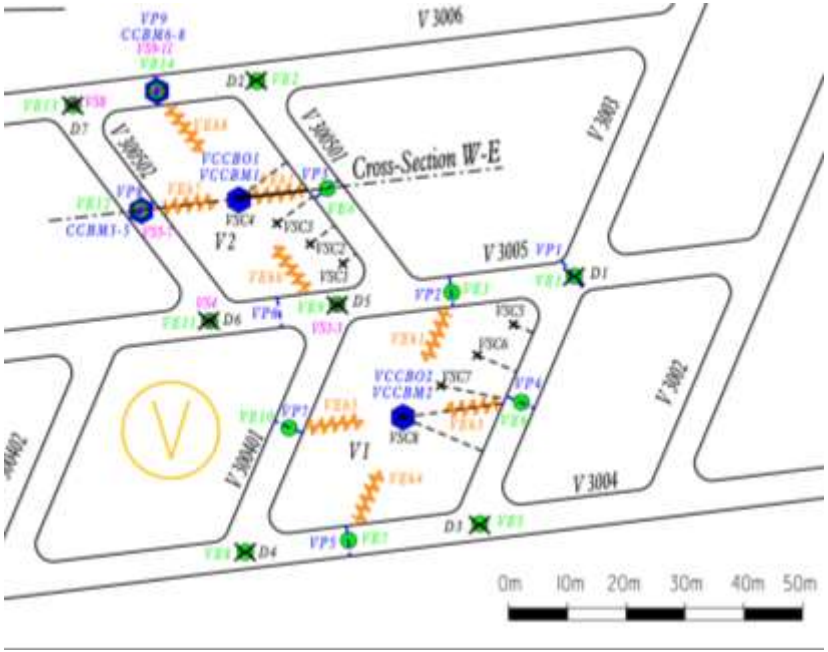
MONITORING OF STRESS AND DEFORMATION STATE OF ROCK MASS





- **8 one-dimensional hydraulic stress cells (HMA Australia) installed at various depths into coal pillars to measure vertical stress**

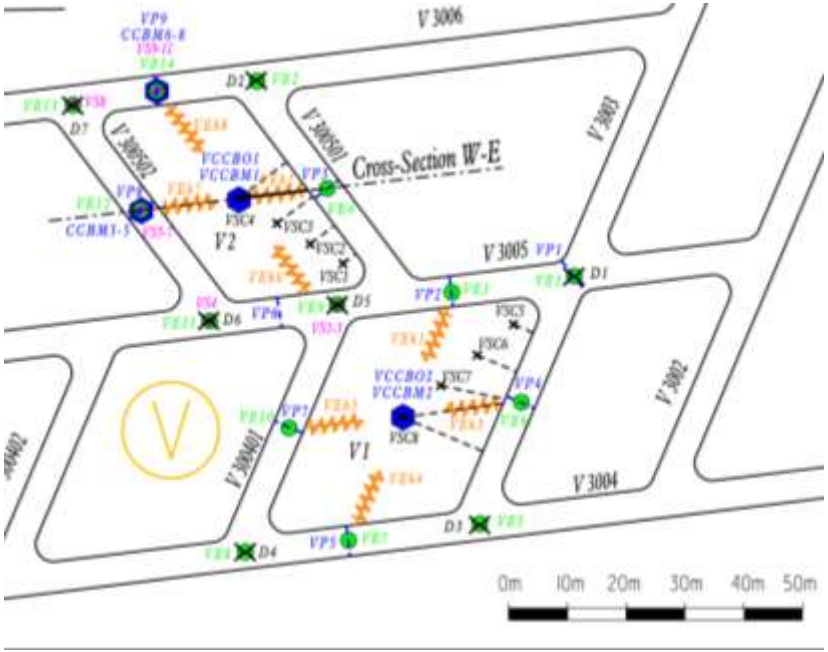
MONITORING OF STRESS AND DEFORMATION STATE OF ROCK MASS





8 rib extensometers (5-level multipoint GEL) measured displacements of coal pillars

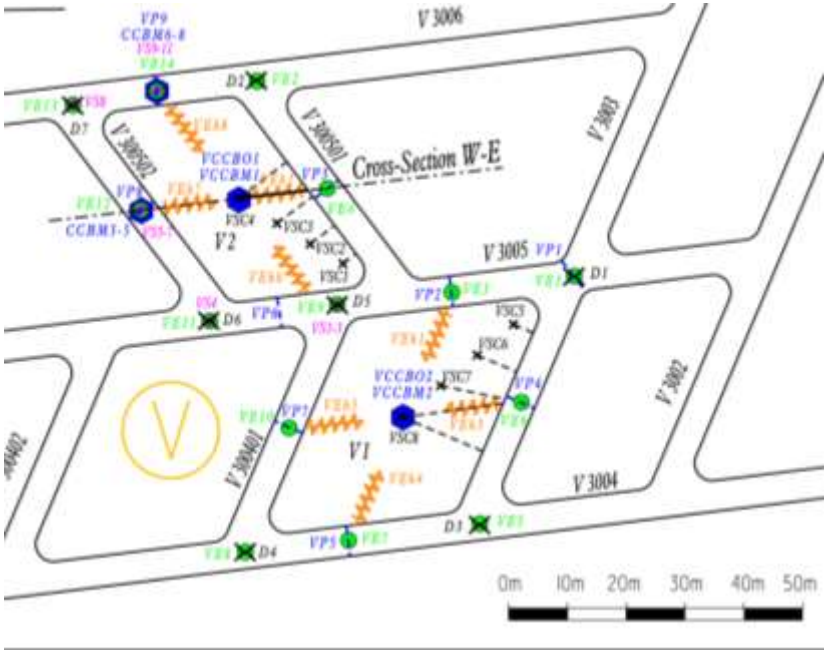
MONITORING OF STRESS AND DEFORMATION STATE OF ROCK MASS

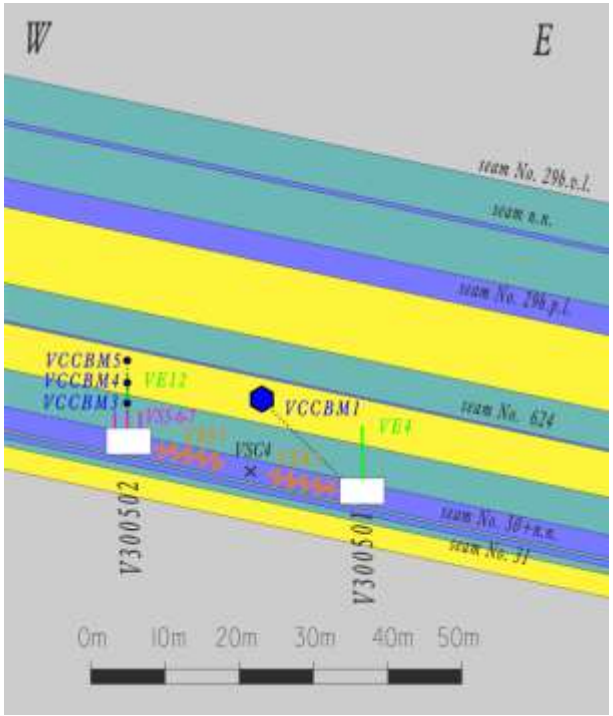




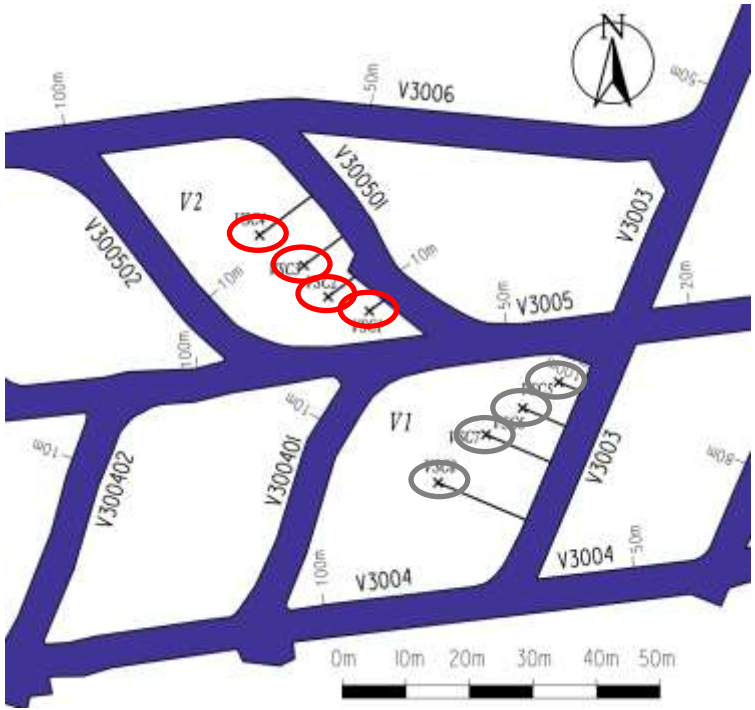
7 hydraulic dynamometer load cells measured the cable bolt loads

MONITORING OF STRESS AND DEFORMATION STATE OF ROCK MASS





TECHNICAL DESCRIPTION OF COAL PILLARS STRESS-STATE MONITORING

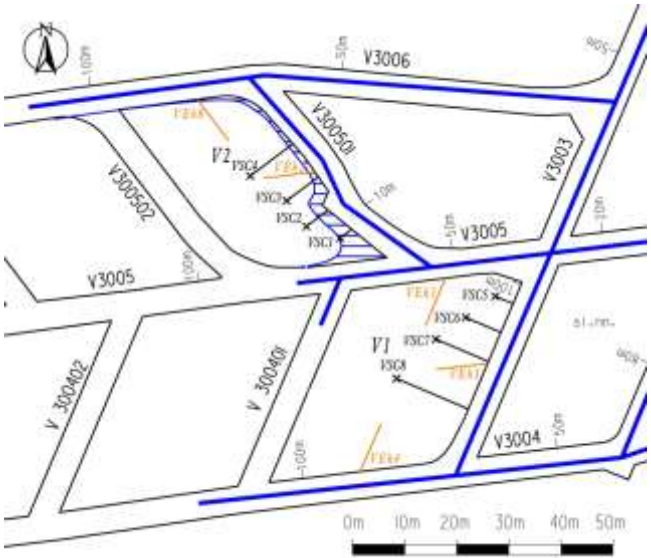


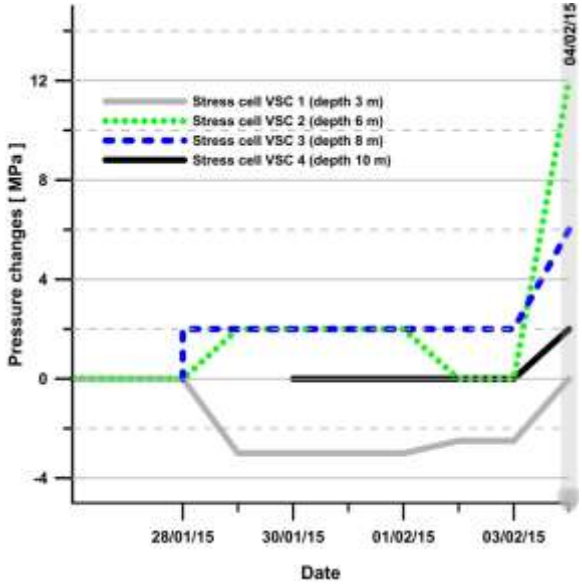
Monitored Pillar	V1	V2
Area	1200 m^2	860 m^2
Size	30 x 35 m	23 x 35 m
Depth	VSC5 = 4 m VSC6 = 8 m VSC7 = 11 m VSC8 = 15 m	VSC1 = 3 m VSC2 = 6 m VSC4 = 10 m VSC3 = 8 m
Initial pressure	29 MPa	10 MPa

Properties of HMA stress cells

- Pressure range: 0-60 MPa
- Diameter: 51 mm
- Length of unit: 250 mm

STRESS AND ITS INFLUENCE ON COAL PILLAR V2

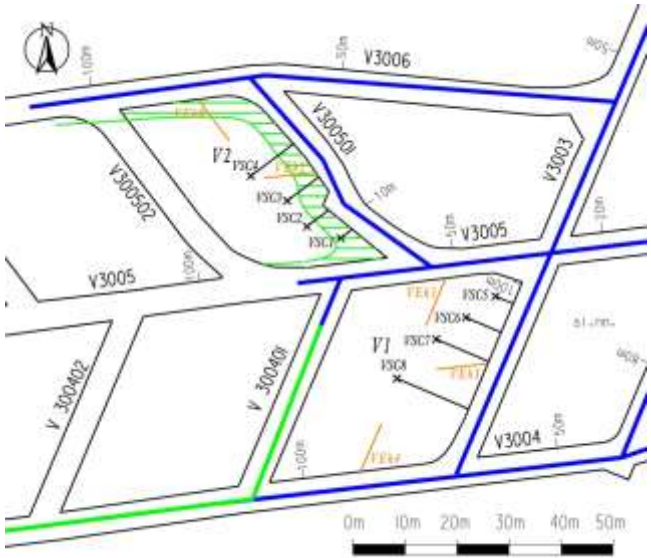


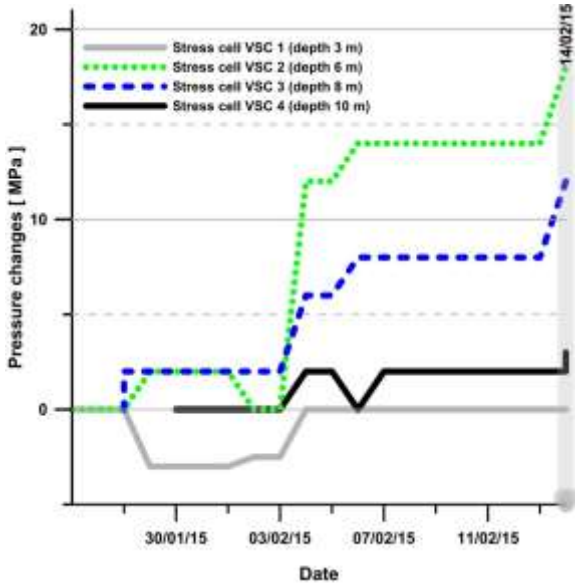


STAGE 1 (up to 04/02/2015)

- Load of stress cells VSC2 and VSC 3 increased to 12 MPa and 6 MPa.
- Load of stress cells VSC1 descreased below the initial pressure.
- The rib extensometers VEH2 showed that coal ribs fractured 1 m to depth.

STRESS AND ITS INFLUENCE ON COAL PILLAR V2

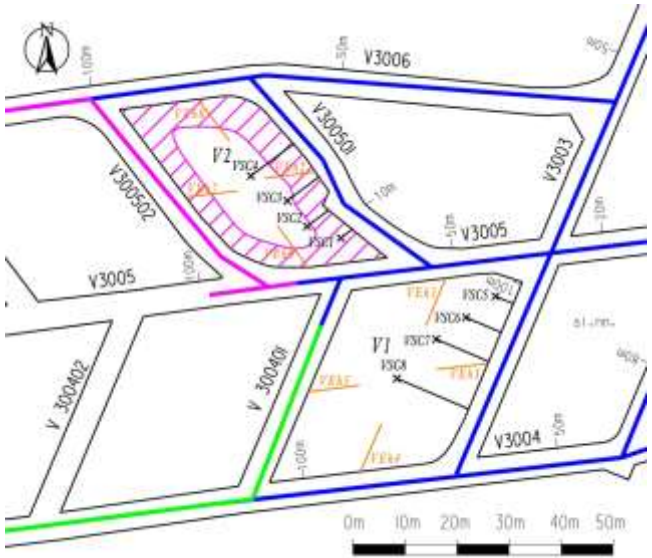


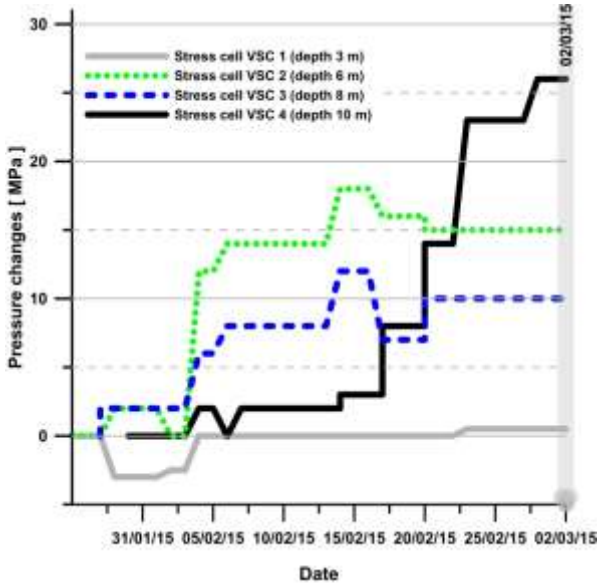


STAGE 2 (up to 14/02/2015)

- Load of stress cells VSC2 and VSC 3 gradually increased to 18 MPa and 12 MPa.
- Load of stress cell VSC4 increased to 3 MPa only.
- Load of stress cells VSC1 stabilised at 0 MPa.
- The rib extensometers VEH2 and VEH4 showed that coal ribs fractured 5 m to depth.

STRESS AND ITS INFLUENCE ON COAL PILLAR V2

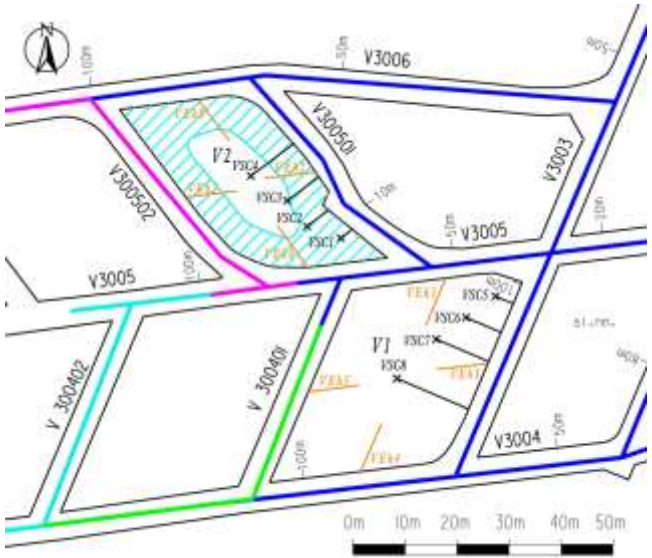


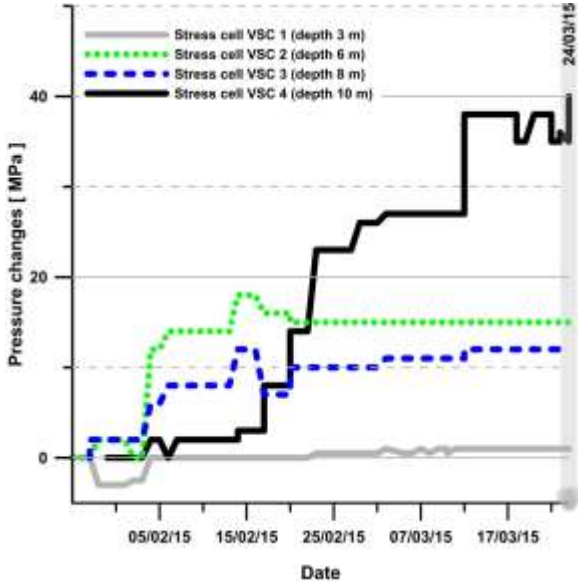


STAGE 3 (up to 02/03/2015)

- Load of stress cell VSC4 abruptly increased to 26 MPa.
- Load of stress cells VSC2 and VSC 3 stabilised at 15 MPa and 10 MPa.
- The rib extensometers VEH2 and VEH8 showed that coal ribs fractured 7 m to depth.
- The rib extensometers VEH7 and VEH6 showed that coal ribs fractured 5 m to depth.

STRESS AND ITS INFLUENCE ON COAL PILLAR V2

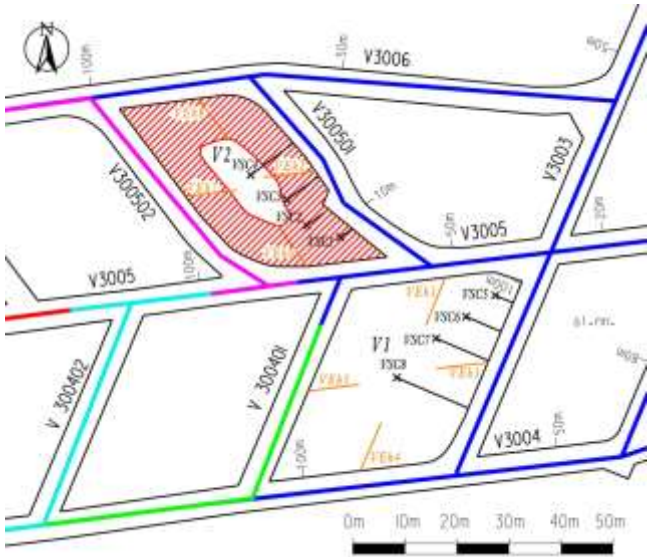


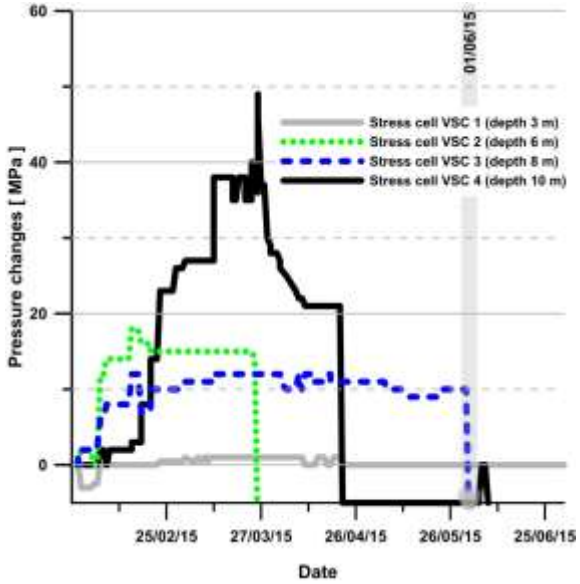


STAGE 4 (up to 24/03/2015)

- Load of stress cell VSC4 continued to increase up to 40 MPa.
- Load of stress cells VSC1, VSC2 and VSC 3 stabilised at 0 MPa, 15 MPa and 12 MPa.
- The rib extensometers VEH2,VEH8, VEH7 and VEH6 showed that coal ribs fractured 7 m to depth.

STRESS AND ITS INFLUENCE ON COAL PILLAR V2





STAGE 5 (up to 01/06/2015)

- Load of stress cell VSC4 increased to maximal value of 49 MPa (26/03/2015).
- Abruptly unload of stress cells VSC2, VSC4 and VSC3 (on the 26/03, 21/04 and 01/06).

3D LASER SCANNING TECHNOLOGY

„Laser scanning excels in the ability to determine spatial coordinates of any spatial objects without contact, such as buildings, structures, interiors, space, terrain, etc. This technology is characterized by exceptional speed, accuracy, complexity and safety. The scanned objects are then visualized using specialized software in the form of point clouds. Subsequently it is possible to perform a wider range of analytical tasks and also generate models of these objects.“

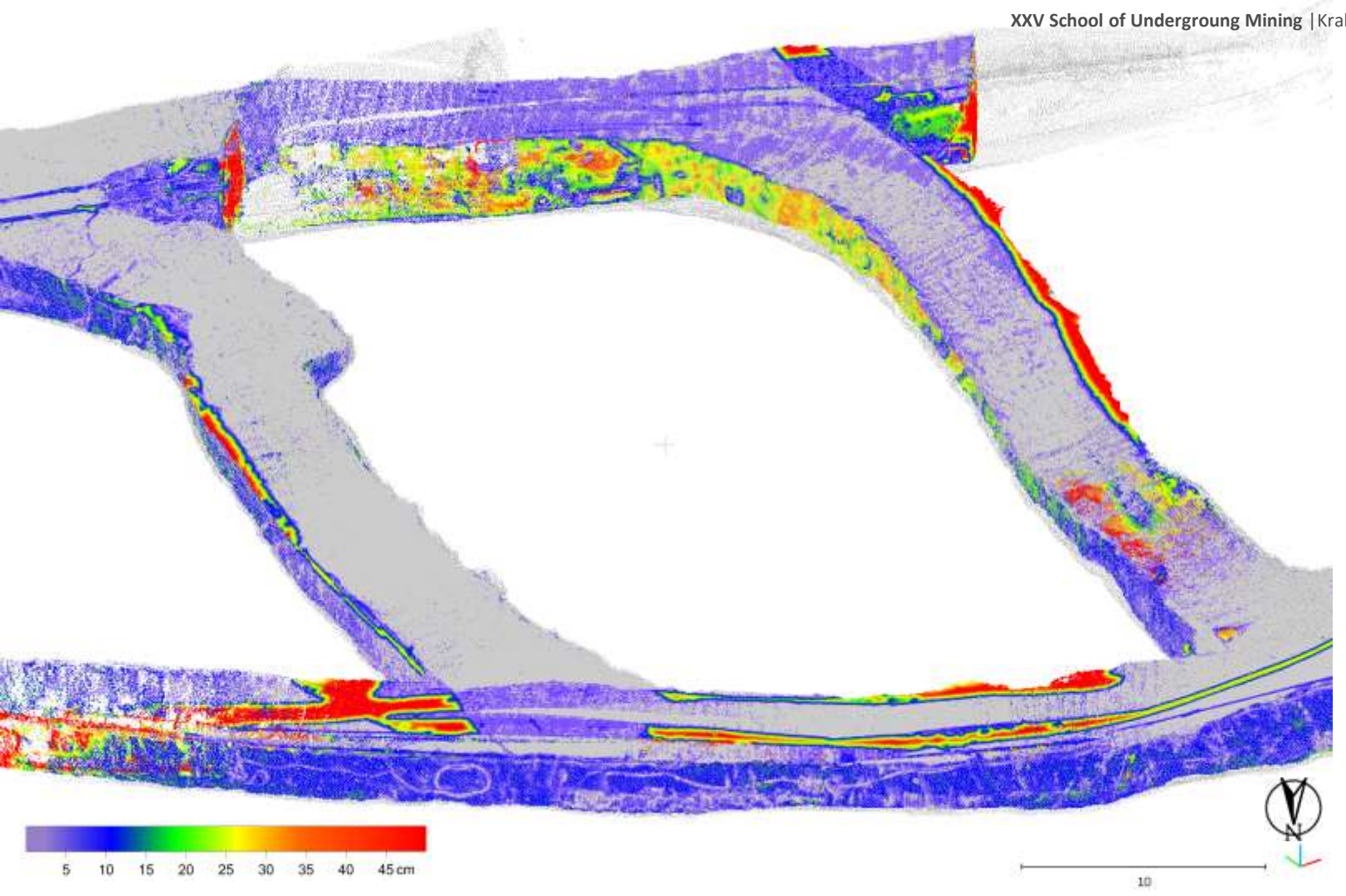
This technology may find a wider application in mining practice to solve the following tasks: capture the course of underground mining works; assess stability conditions of mining workplaces; measure convergence; implementation of large volumetric calculations of various characters, for use in the design activities, etc.

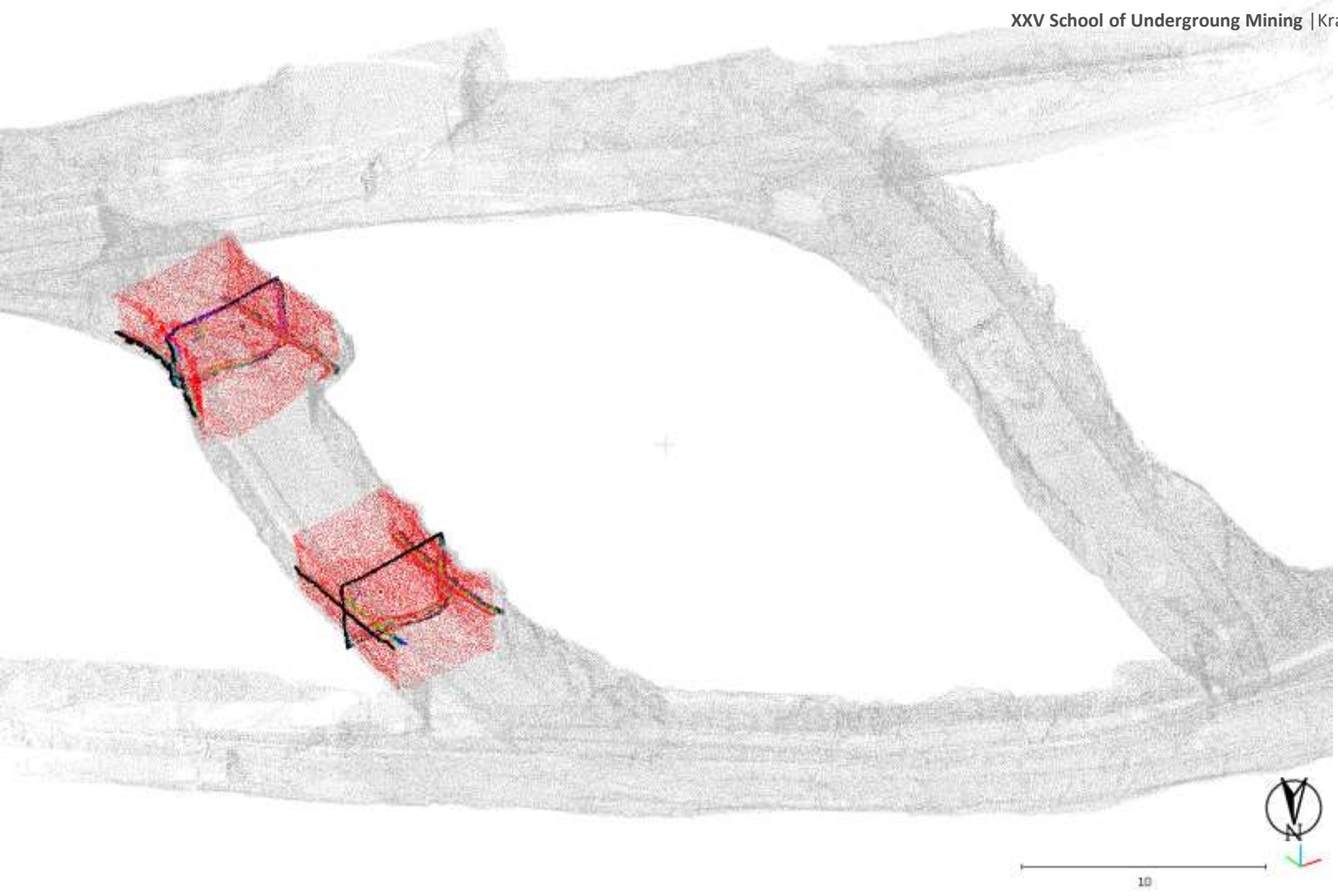
3D LASER SCANNING SURVEYS UP TO DATE

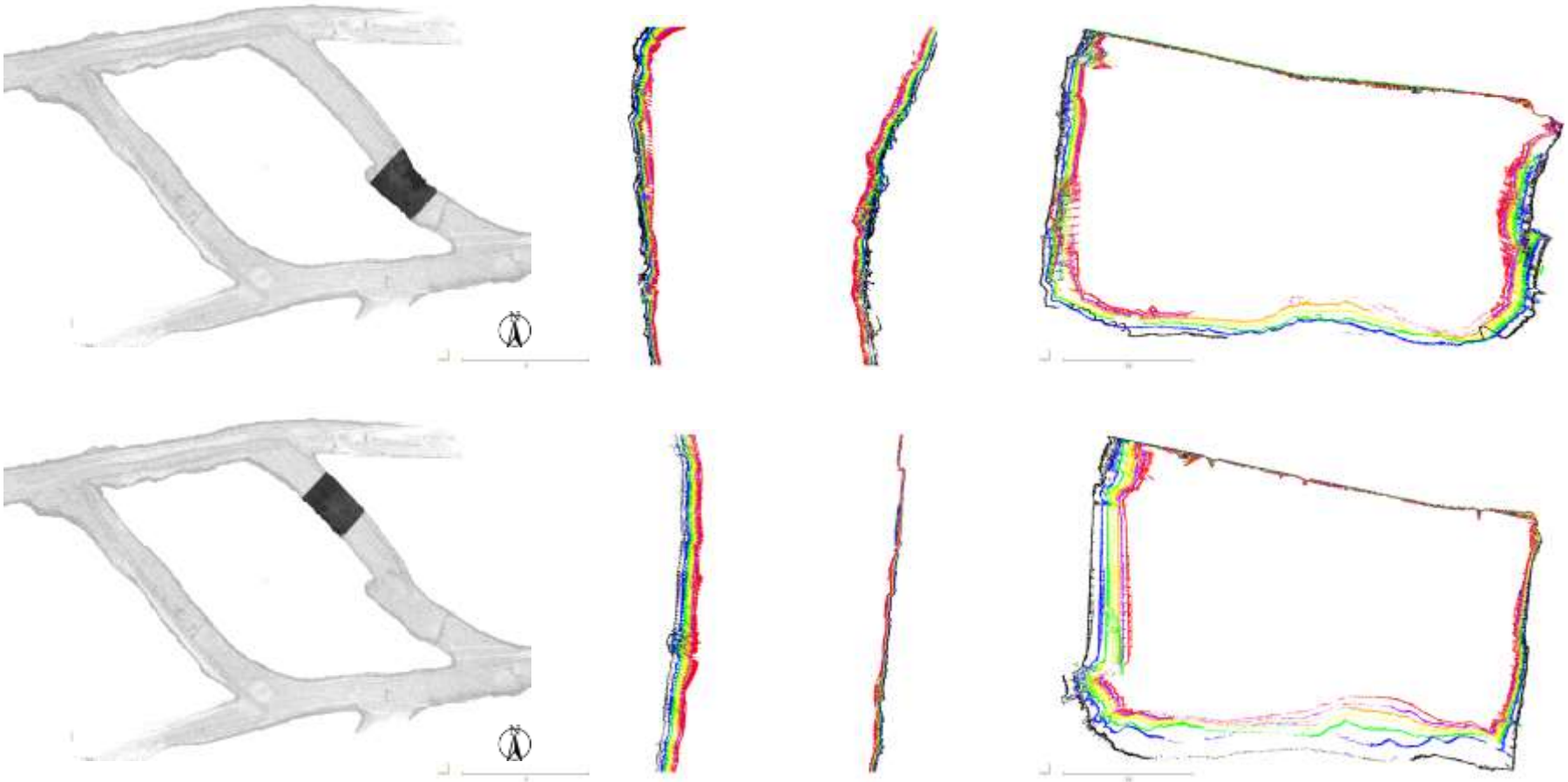


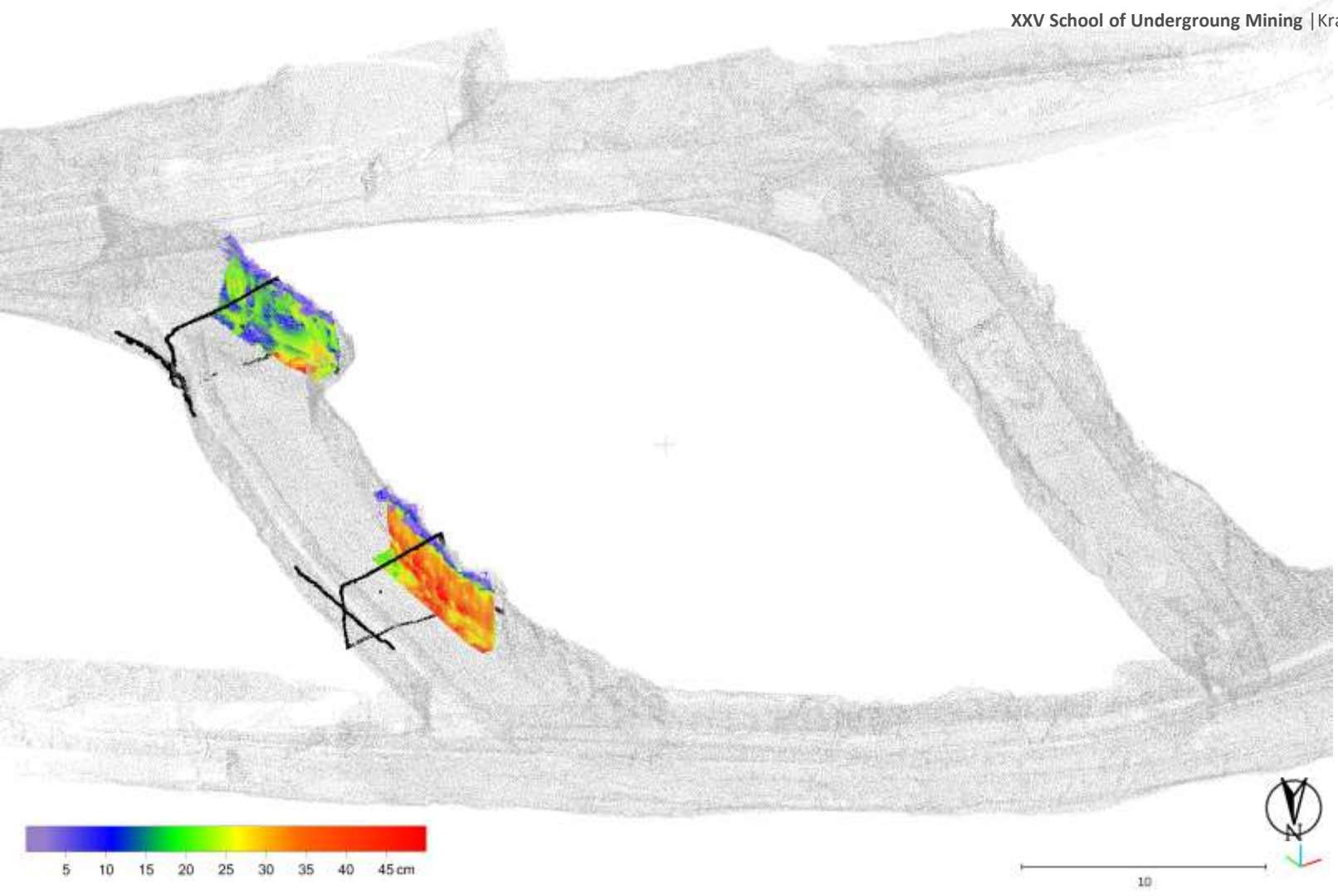
Color	Scan	Positions	Date	Days	Days Total
■	1	6	2015, Feb 10		
■	2	8	2015, Mar 17	35	35
■	3	6	2015, Apr 21	35	70
■	4	7	2015, Jun 4	44	114
■	5	8	2015, Jul 21	47	161
■	6	8	2015, Sep 3	44	205
■	7	8	2015, Dec 1	89	294


N
25

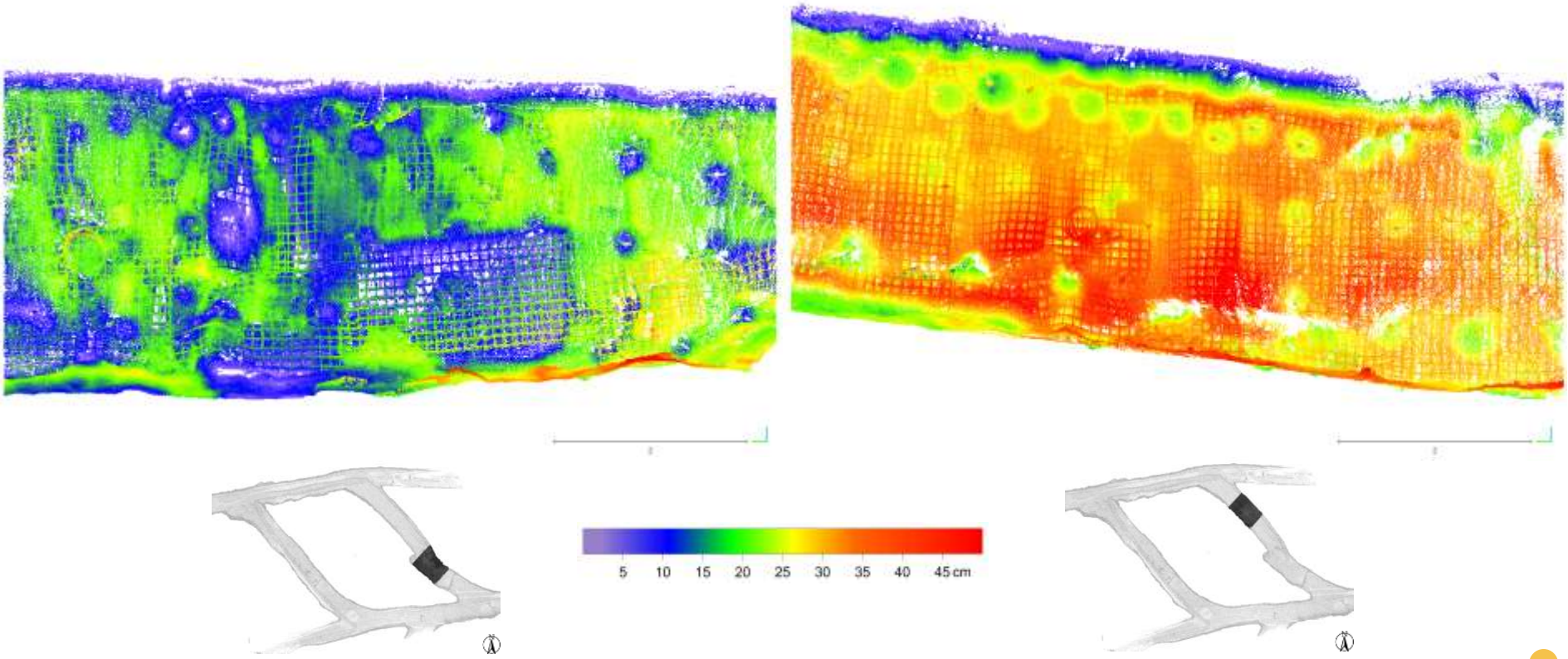

5 10 15 20 25 30 35 40 45 cm
10


N
10




5 10 15 20 25 30 35 40 45 cm
N
10

DEVELOPMENT OF COAL RIB DEFORMATIONS



CONCLUSION

- **The coal pillar monitoring was essential as this was the first application of room and pillar mining method in USCB mines at great depth.**
  - Monitorowanie filarow węgla było niezbędne, ponieważ była to pierwsza aplikacia metody RP w kopalniach GZW na dużej głębokości.
- **The results of stress-state and pillar displacement monitoring allowed to describe the pillar loading and yielding characteristics.**
  - Wyniki monitorowania stavu naprezien i przemieszczenia dowoluje opisać obciążenia filarow i charakterystykę niszczenia jadra filaru.
- **The current data from the panel V, rock strength tests, numerical modelling and observations will form the basis for the room and pillar design of the next panels.**
  - Aktualne dane z panelu V, badańia wytrzymałościowych skał, modelowania numerycznego i obserwacji będzie podstawą do projektowania kolejnych paneli.
- **The up to date experience from this monitoring has also been used to design the instrumentation for the next panel II.**
  - Aktualne doświadczenia z tego monitoringu jest również wykorzystane do projektowania instrumentacji w panelu następnym II.
- **These measurements, numerical modelling and other analyses are essential to establish procedures for safe room and pillar method of mining within the USCB.**
  - Te pomiary, modelowanie numeryczne i inne analizy są niezbędne do ustanowienia procedur bezpiecznego wykoristania metody RP w GZW.

THANK YOU
FOR YOUR ATTENTION



SWT ZANAM-14 ROBUST B – nowy wóz transportowy oraz usługa transportowa świadczona w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A.

Kamil Moliński
KGHM ZANAM S.A., Polkowice

STRESZCZENIE: Nieodłącznym elementem współczesnej, ciągle rozwijającej się cywilizacji jest wykorzystanie różnego rodzaju obiektów technicznych. Maszyny i urządzenia, mają ułatwiać pracę niemalże w każdej sferze życia. Stąd też na rynku znajduje się bardzo wiele sprzętów, służących zarówno w życiu codziennym każdego z nas, jak i potrzebnych w specjalistycznych branżach. Jedną ze szczególnych gałęzi przemysłu, wykorzystującą różnego rodzaju zaawansowane technologicznie sprzęty jest górnictwo. Do wydobywania jakichkolwiek złóż potrzebne są specjalnie przystosowane do tego maszyny i urządzenia.

Celem niniejszego referatu jest przedstawienie parametrów i zasad użytkowania Samojezdnego Wozu Transportowego typu SWT, produkowanego przez KGHM ZANAM S.A. oraz opis usługi transportowej świadczonej w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A.

W pierwszym punkcie referatu przedstawiono podstawowe parametry pojazdu i schemat zastosowanego mokrego układu hamulcowego. W kolejnym omówiono zasady i obowiązki operatora pojazdów typu SWT oraz zasady przewozu osób i materiałów wybuchowych. Następnie scharakteryzowano funkcjonowanie usługi transportowej.

Cel ten został zrealizowany dzięki studiom literaturowym w zakresie eksploatacji, analizom materiałowo-technologicznym wozu transportowego SWT ZANAM-14 ROBUST i analizom zasad eksploatacji maszyn i urządzeń.

SŁOWA KLUCZOWE: Eksploatacja, Samojezdny Wóz Transportowy, użytkowanie, zasady eksploatacji, usługa transportowa

1. SWT ZANAM-14 ROBUST

1.1. *Przeznaczenie*

Samojezdny Wóz Transportowy SWT ZANAM-14 ROBUST B przeznaczony jest do przewozu ludzi oraz transportu środków strzałowych i innych materiałów w niemetanowych wyrobiskach podziemnych kopalń rud metali i surowców mineralnych.

Wóz typu SWT ZANAM-14 ROBUST B wyposażony został w kabinę, która zapewnia operatorowi siedzącemu na stanowisku pracy ochronę przed zgnieceniem przy uderzeniu pionowym na maszynę z energią do 11,6 kJ.

Dobra stateczność oraz odpowiednio dobrany układ napędowy umożliwia zastosowanie tego wozu do eksploatacji złóż w wyrobiskach o pochyleniach wzdłużnych (w kierunku jazdy) do 15° oraz w wyrobiskach o pochyleniach poprzecznych do 5°.

1.2. *Podstawowe parametry techniczne*

Tabela 1. Charakterystyka techniczna SWT ZANAM-14 ROBUST
Table 1. Technical characteristics of SWT ZANAM-14 ROBUST

GŁÓWNE WYMIARY I PARAMETRY TECHNICZNE SWT ZANAM-14 ROBUST	
Długość całkowita	5900 mm
Szerokość całkowita	1850 mm
Wysokość całkowita	1880 mm
Rozstaw osi	3180 mm
Rozstaw kół przód/tył	1435/1420 mm
Prześwit	220 mm
Max. kąt pokonywania wzniesień	45°
Max. kąt najazdu	26°
Max. kąt zjazdu	22°
Wewnętrzny promień skrętu	5700 mm
Zewnętrzny promień skrętu	8300 mm
Masa eksploatacyjna	2950 mm
Rozkład masy eksploatacyjnej bez obciążenia: - Przód - Tył	 1470kg 1480 kg
Masa eksploatacyjna z obciążeniem nominalnym	2950 kg
Rozkład masy eksploatacyjnej z obciążeniem nominalnym: - Przód - Tył	 1550 kg 2800 kg
Max. prędkość jazdy	40 km/h
Max. prędkość jazdy przy transporcie materiałów wybuchowych	10 km/h

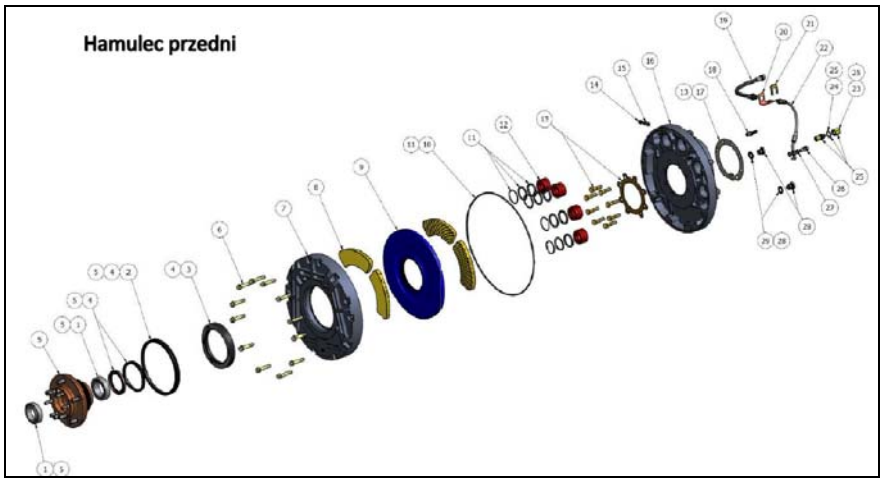
Opracowanie własne na podstawie [1].



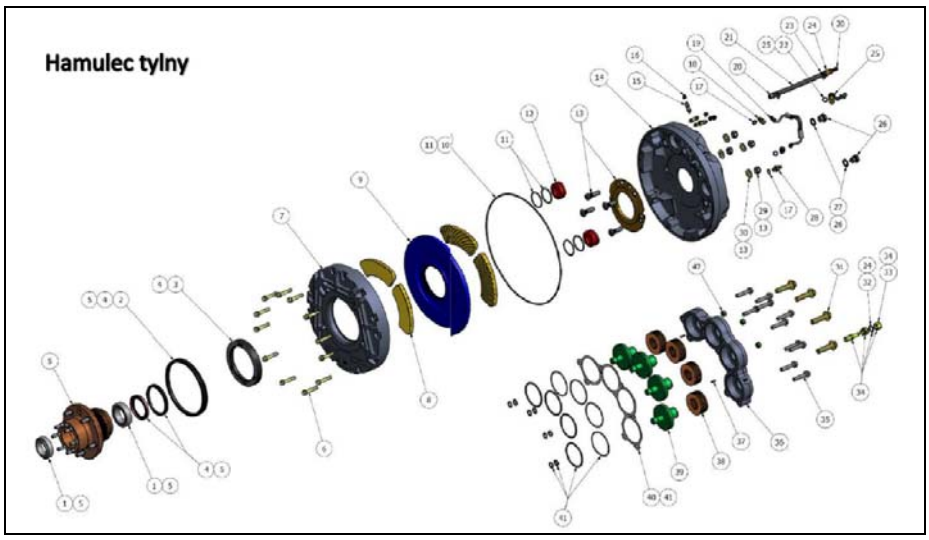
Rys. 1. SWT ZANAM-14 ROBUST – widok z boku
Figure 1. SWT ZANAM-14 ROBUST – side view

1.3. *Mokry układ hamulcowy zastosowany w SWT ZANAM-14 ROBUST*

Na uwagę zasługuje fakt zastosowania szczelnych hamulców mokrych w miejsce dotychczas montowanych standardowych hamulców tarczowych.



Rys. 2. Hamulec przedni
Figure 2. Front brake



Rys. 3. Hamulec tylny
Figure 3. Rear brake

2. ZASADY UŻYTKOWANIA SAMOJEZDNEGO WOZU TRANSPORTOWEGO

2.1. *Bezpieczne użytkowanie pojazdu – podstawowe zasady*

Właściwa i bezpieczna eksploatacja samojezdnego wozu transportowego typu SWT, produkowanego przez KGHM ZANAM uwarunkowana jest jego sprawnością. Do ruchu dopuszczony może zostać pojazd, który:

- posiada zabudowany daszek ochronny;
- jest wyposażony w sprawną, stałą instalację gaśniczą;
- posiada dwie sprawne gaśnice proszkowe;
- posiada dwie, sprawne lampy błyskowe – jedną koloru czerwonego, a drugą – pomarańczowego;
- posiada sprawną sygnalizację świetlno-dźwiękową do porozumiewania się pomiędzy przewożonymi na platformie osobami a operatorem wozu;
- wyposażony jest w urządzenie uziemiające, przytwierdzone do podwozia;
- oznakowany jest co najmniej dwoma znakami „zakaz ruchu”;
- wyposażony jest w co najmniej dwa kliny [2].

Użytkowanie pojazdu w sposób właściwy uzależnione jest również od jego operatora. Zasady, dotyczące umiejętności i kwalifikacji operatora są następujące:

1. Operatorem pojazdu może być osoba, która:

- posiada aktualne upoważnienie na ten rodzaj pojazdu, wydane przez Kierownika Ruchu Zakładu Górniczego, na terenie którego maszyna będzie użytkowana;
- przeszła szkolenie stanowiskowe na tym typie pojazdu, podczas którego została zapoznana z dokumentacją techniczno-ruchową oraz dokumentacją dopuszczającą do stosowania;
- została zapoznana z Regulaminem Ruchu Maszyn Górniczych;

- posiada aktualne orzeczenie lekarskie z badań psychologicznych, orzekające całkowitą zdolność do pracy na danym stanowisku;
- w przypadku przewozu środków strzałowych została przeszkolona z przepisów tego dotyczących [2].

2. Kierowanie wozem może być powierzone osobie kierownictwa lub dozoru ruchu, która:

- posiada upoważnienie na ten rodzaj pojazdu wydane przez Kierownika Ruchu Zakładu Górniczego;
- posiada prawo jazdy kat. B;
- została przeszkolona na tym typie pojazdu, tzn. tak jak w przypadku operatora zapoznała się z dokumentacją techniczno-ruchową maszyny i dokumentacją dopuszczająca do stosowania;
- zapoznała się z Regulaminem Ruchu Maszyn Górniczych;
- poosiada aktualne orzeczenie lekarskie o zdolności do pracy na tym stanowisku.

Wśród zasad ogólnych dotyczących eksploatacji Samojezdnego Wozu Transportowego SWT ZANAM-14 ROBUST konieczne jest również wyodrębnienie podstawowych obowiązków, jakie ciążą na operatorze maszyny zarówno przed rozpoczęciem pracy, jak i w jej trakcie oraz po jej zakończeniu. Zostały one wymienione w tabeli 2.

Tabela 2. Podstawowe obowiązki operatora SWT przed rozpoczęciem pracy i w jej trakcie
Table 2. The basic duties of the SWT operator before and during work

OBOWIĄZKI OPERATORA SWT		
Przed rozpoczęciem pracy	**W trakcie pracy**	**Po zakończeniu pracy**
1. zapoznanie się z ostatnim wpisem w „Książce Pracy Wozu”; 2. sprawdzenie kompletności wyposażenia wozu; 3. sprawdzenie stanu technicznego wozu, usunięcie ewentualnych usterek, a w przypadku niemożliwości ich usunięcia powiadomienie przełożonego; 4. sprawdzenie poziomu płynów eksploatacyjnych (oleju w silniku, płynu w układzie chłodzącym, paliwa w zbiorniku, elektrolitu w akumulatorach, płynu hamulcowego) i w ewentualne ich uzupełnienie; 5. dokonanie kontroli działania zespołów i układów wozu; 6. wykonanie innych czynności wynikających z obsługi codziennej (OC); 7. dokonanie wpisu o treści „OC wykonano – sprawny” do „Książki Pracy Maszyny” po stwierdzeniu sprawności technicznej wozu, potwierdzenie wpisu własnoręcznym podpisem.	1. poruszanie się po wyznaczonych drogach, z prędkością dostosowaną do zaistniałych warunków, z przestrzeganiem zasad ruchu drogowego w warunkach dołowych; 2. zachowanie kierunku jazdy „kabina operatora do przodu”; 3. zachowanie szczególnej ostrożności i użycie ostrzegawczego sygnału dźwiękowego: - przed ruszaniem z miejsca, - przy zmianie kierunku jazdy, - przed zbliżaniem się do zakrętów wyrobisk, - przed skrzyżowanie dróg, - przed zbliżaniem się do przejścia dla pieszych oznakowanego „Przejście ludzi”, - przed przejazdem przez tamę wentylacyjną, - przed przejazdem przez trasę przejazdu szynowego, - przed dojazdem do miejsca manewrowania, gdy zauważy ludzi na drodze jazdy pojazdu;	1. oczyszczenie i umycie wozu; 2. odstawienie wozu na miejsce parkowania; 3. ustawienie dźwigni sterowania jazdą w położenie neutralne; 4. wyłączenie silnika; 5. zabezpieczenie wozu przed samoczynnym przemieszczeniem się – włączenie hamulca postojowego i podłożenie pod koła klinów; 6. Kontrola stanu technicznego wozu; 7. dokonanie wpisu w książce pracy maszyny - podanie stwierdzonych podczas oględzin usterek, potwierdzenie wpisu własnoręcznym podpisem 8. zgłoszenie wszelkich nieprawidłowości pracownikowi dozoru maszynowego.

	4. obserwowanie pracy pojazdu – w razie jakichkolwiek nieprawidłowości zatrzymanie wozu, wyłączenie silnika i zabezpieczenie wozu przed samoczynnym przemieszczeniem się przez zaciągnięcie hamulca awaryjnego, a także zabezpieczenie miejsca postoju pojazdu- ustawienie na drogach dojazdowych do miejsca awarii znaków „zakaz ruchu" w odległości 20 m od pojazdu a następnie powiadomienie o awarii osobę dozoru ruchu specjalności mechanicznej. 5. upewnienie się, że w obrębie ruchu maszyny nie znajdują się ludzie.	

Opracowanie własne na podstawie [1] i [2].

Operator Samojezdnego Wozu Transportowego ma zatem, jak widać w tabeli 2, dość szeroki zakres odpowiedzialności. To na jego barkach spoczywa codzienna kontrola i obsługa maszyny oraz dbanie o jej sprawność, a nawet czystość.

By użytkowanie Samojezdnego Wozu Transportowego SWT ZANAM-14 ROBUST było jak najbardziej bezpieczne konieczne jest również sformułowanie zasad zachowania pracownika, obsługującego ową maszynę, przed i po uruchomieniu silnika. Zanim bowiem wóz zacznie pracować i zanim ruszy, jego operator musi sprawdzić otoczenie pojazdu, a więc dokonać jego oględzin wewnętrznych i zewnętrznych.

Warunkiem właściwego użytkowania po dokonanych oględzinach jest ustawienie przez osobę kierującą siedzenia, kąta pochylenia oparcia, kąta pochylenia kierownicy i oparcia. Wygoda pracownika w tym przypadku jest niemalże równoznaczna z jego bezpieczeństwem, podczas jazdy. Po ustawieniu stanowiska pracy, należy pamiętać o regulacji lusterek wewnętrznych i zewnętrznych, w które pojazd został wyposażony. Ostatnią zasadą przed uruchomieniem silnika SWT jest upewnienie się, że wszystkie drzwi zostały zamknięte.

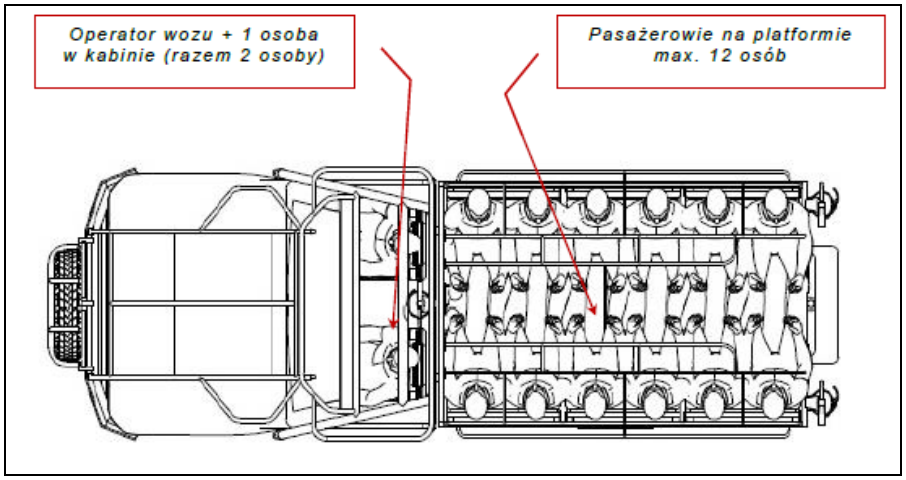
Zasady ogólne, dotyczące posługiwania się Samojezdnym Wozem Transportowym, produkowanym przez KGHM ZANAM, skierowane są do jego operatora. Jest to główny użytkownik wozu. Musi więc w sposób szczegółowy zadbać o bezpieczeństwo, podczas pracy maszyny. Stąd też niezbędne jest wykonanie przez niego wszystkich działań, tworzących ogólne zasady użytkowania, wymienionych powyżej.

2.2. *Przewóz osób*

Przy przewozie ludzi należy trzymać się następujących procedur:

1. Przewóz osób może odbywać się tylko i wyłącznie po wyznaczonych przez kierownictwo lub dozór ruchu trasach.
2. Maksymalna prędkość maszyny przy przewozie osób wynosi 25 km/h.
3. Ilość przewożonych na platformie transportowej osób nie może przekraczać 12 – rozmieszczenie siedzisk przedstawia rysunek 4.
4. W kabinie operatora może znajdować się dodatkowo jeszcze jedna osoba.
5. Podczas przewozu osób należy włączyć lampę błyskową koloru żółtego.

6. Operator podczas przewozu osób może wydać pasażerom polecenia dotyczące zachowania się w trakcie jazdy.
7. Operator może przerwać jazdę w dowolnym momencie, jeśli dalsza jazda nie może odbywać się w warunkach bezpiecznych.
8. Wsiadanie lub wysiadanie osób przewożonych pojazdem na stacjach osobowych może odbywać się na znak osoby dozoru ruchu odpowiedzialnej za przewóz lub przodowego grupy przewożonych ludzi, wyznaczonego przez osobę dozoru ruchu.
9. W czasie wsiadania lub wysiadania na stacjach osobowych pojazd musi być zatrzymany, hamulec postojowy zaciągnięty a silnik unieruchomiony.
10. Osoba dozoru ruchu lub przodowy przewożonych ludzi może porozumiewać się z operatorem pojazdu tylko sygnałem dźwiękowym połączonym z sygnałem świetlnym (jeden sygnał stój, dwa sygnały – gotowość do jazdy, trzy sygnały – zwolnij, każdy niezrozumiany sygnał – stój).
11. Rozpoczęcie jazdy musi być poprzedzone sygnałem dźwiękowym podanym przez operatora.
12. Przewożone osoby muszą zajmować wyznaczone miejsca (siedziska na platformie).

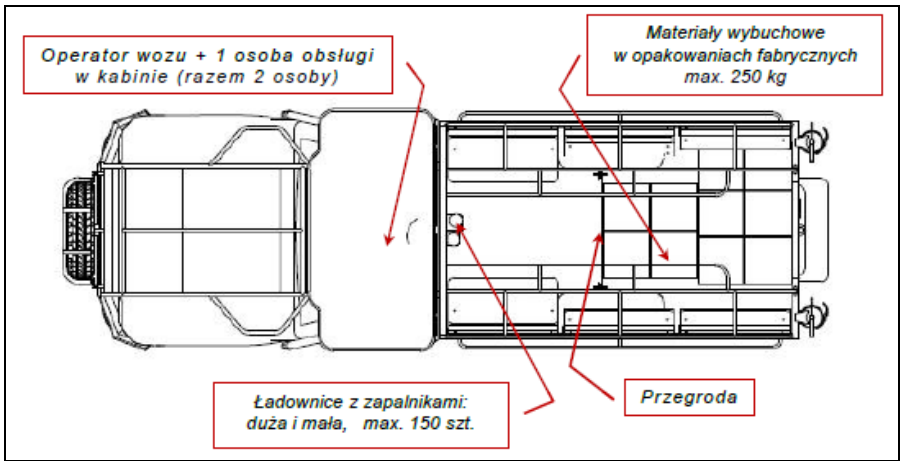


Rys. 4. Przewóz osób samojezdnym wozem transportowym
SWT ZANAM-14 ROBUST – umiejscowienie siedzisk [2]
Figure 4. Transport of passengers by SWT ZANAM-14 ROBUST –
location of the seats

2.3. *Przewóz materiałów wybuchowych*

Ze względu na to, że Samojezdny Wóz Transportowy SWT- ZANAM-14 ROBUST służy nie tylko do transportu ludzi, ale też np. środków strzałowych muszą być spełnione pewne dodatkowe warunki, zapewniające bezpieczeństwo. Są to:
1. Środki strzałowe muszą być załadowane w punkcie załadowczym materiałów wybuchowych.
2. Czynności związane z załadowaniem muszą być realizowane zgodnie z instrukcją technologiczną oraz przepisami związanymi z przewozem i przechowywaniem środków strzałowych.
3. Osoba, która pobrała środki strzałowe ze składu, pełni rolę konwojenta, sprawując nadzór nad przewozem.

4. Dla informowania innych uczestników ruchu o przewozie środków strzałowych musi być zapalona specjalna lampa z czerwonym, pulsującym światłem widocznym z daleka.
5. Maksymalna prędkość jazdy wozu, przewożącego środki strzałowe – 10 km/h.
6. Po spągu musi być wleczone urządzenie uziemiające przytwierdzone do podwozia pojazdu, w celu odprowadzania ładunków elektrostatycznych do ziemi.
7. Podczas przewożenia materiałów wybuchowych i zapalników na platformie transportowej nie można jednocześnie przewozić osób.
8. Wóz powinien być wyposażony w uchwyty dla ładownic zapalnikowych z zabezpieczeniem uniemożliwiającym ruch ładownic podczas jazdy.
9. Przewóz zapalników może odbywać się w ładownicach zapalnikowych, umieszczonych w specjalnym regale (jeśli chodzi o przewóz między składem materiałów wybuchowych i wyrobiskiem) lub w oryginalnych opakowaniach fabrycznych (przewóz między składami materiałów wybuchowych).



Rys. 5. Przewóz materiałów wybuchowych i zapalników na platformie SWT – schemat [2]
Figure 5. Transport of explosives and detonators on the platform of SWT – scheme

3. USŁUGA TRANSPORTOWA

Dział Transportu pod ziemią (p/z) realizuje kompleksową usługę transportową w oparciu o Samojezdne Wozy Transportowe typu (SWT) przeznaczone zarówno do transportu osób, materiałów i materiałów wybuchowych. Oferujemy naszym Klientom kompleksowe usługi transportowe świadczone w oparciu o najnowszy produkt KGHM ZANAM S.A.: SWT ZANAM-14 ROBUST.

Aktualnie usługi transportowe świadczone są na terenie obszaru KGHM Polska Miedź S.A. w Zakładach Górniczych Polkowice-Sieroszowice oraz Rudna.

- Usługa świadczona jest na 4 zmiany w systemie WSP.
- Usługa świadczona również jest w dni wolne od pracy.

- Dla zapewnienia ciągłości usługi w ruchu zakładu górniczego na czas trwania czynności serwisowych (przeglądy, naprawy) pojazdów zapewniamy rezerwę w postaci pojazdu zastępczego.
- Dopuszczenie do ruchu pojazdów zgodnie z RRMG wykonuje uprawniony dozór KGHM ZANAM S.A.
- Rozliczeniem usługi jest cena ryczałtowa za jedną zmianę pracy pojazdu i cena za 1 km przejechanej trasy.

Obsługa techniczna Działu Usług Transportu p/z, zapewnia wysoką jakość świadczonych usług. Doświadczenie kadry inżynieryjno-technicznej oraz ciągłe poszukiwanie i wdrażanie nowych rozwiązań pozwala na poprawę efektywności i bezpieczeństwa wykonywanych usług transportowych, jak również pozwala na skierowanie oferty do nowych klientów.

LITERATURA

[1] Samojezdny wóz transportowy SWT ZANAM-14 ROBUST. Dokumentacja techniczno-ruchowa. Instrukcja oryginalna nr DTR/340-0000004139/2014, Polkowice 2014.
[2] Samojezdny wóz transportowy SWT ZANAM-14 ROBUST. Dokumentacja techniczno-ruchowa. Instrukcja oryginalna. Aneks nr 1 – instrukcja bezpiecznego użytkowania wozu przy przewozie ludzi, środków strzałowych oraz innych materiałów.

SWT ZANAM-14 ROBUST B – New Transport Car and the Transport Service Provided in the Mines of KGHM Polska Miedź S.A.

Indispensable part of contemporary, constantly evolving civilization, is the use of different kind of technical objects. Machinery and fixings are supposed to make the life easier in almost every sphere of life. Thus, there are a lot of things on the market, needed in both everyday life and technical industries. One of the particular industrial branches, making use of different kinds of technologically advanced equipment is mining. For exploiting any kind of required deposits, there are needed specially adapted machines and facilities.

The main purpose of this paper is the presentation of parameters and rules of using the self-driving transport car SWT type, produced by KGHM ZANAM S.A. and also the description of the transport services provided by KGHM Polska Miedź S.A.

The first section of the paper presents the basic parameters of the vehicle and the scheme of used wet brake system. The second part of the paper discusses the principles and obligations of the operators of the vehicles and the rules of the transport of people and explosives. Furthermore, the functioning of the transport service is characterized.

Ekonomiczne i organizacyjne efekty transformacji KWK Sośnica w kopalnię jednoruchową

Grzegorz Mendakiewicz
Krzysztof Kiełbiowski
Artur Szymocha
Piotr Laitl
KWK „Sośnica”

STRESZCZENIE: Bardzo trudna sytuacja w sektorze górnictwa węgla kamiennego w Polsce spowodowana głębokimi spadkami cen węgla na międzynarodowych rynkach, nadpodażą węgla, oraz rosnącymi kosztami wydobycia przyczyniła się do znacznego pogorszenia wyników finansowych Kompanii Węglowej S.A., w tym kopalni „Sośnica-Makoszowy”. W świetle przedstawionych, bardzo trudnych warunków rynkowych podjęto szeroko zakrojone działania, których celem jest poprawa wyników osiąganych przez kopalnię. Proces transformacji kopalni Sośnica w zakład jednoruchowy w wyniku, którego nastąpił podział infrastruktury technicznej kopani, wpływa na znaczne ograniczenie kosztów stałych funkcjonowania zakładu. Przed kierownictwem kopalni i całą załogą stoją jednak kolejne wyzwania i cele ukierunkowane na osiągnięcie trwałej rentowności, które to zaprezentowano w niniejszym artykule.

SŁOWA KLUCZOWE: Transformacja, efekty, ekonomika, restrukturyzacja, organizacja, kopalnia

1. WPROWADZENIE

Występujący w ostatnich latach splot różnorodnych negatywnych uwarunkowań o charakterze globalnym, takich, jak: spowolnienie gospodarcze, ekspansja alternatywnych do węgla źródeł energii, np. gazu łupkowego, coraz silniejsze ograniczanie roli węgla kamiennego w wytwarzaniu energii dokonywane w ramach walki z globalnym ociepleniem klimatu stały się przyczyną bardzo trudnej sytuacji w sektorze górnictwa węgla kamiennego w Polsce. Dodatkowo głębokie spadki cen węgla na międzynarodowych rynkach, nadpodaż węgla oraz rosnące koszty wydobycia węgla przyczyniły się do znacznego pogorszenia wyników finansowych Kompanii Węglowej S.A., w tym kopalni „Sośnica-Makoszowy”. Wewnętrzny benchmarking podstawowych wskaźników techniczno-ekonomicznych kopalń wchodzących w skład Kompanii Węglowej S.A. wskazywał, iż osiągane wyniki produkcyjne i ekonomiczne kopalni pozycjonują ją wśród najmniej efektywnych. Głównymi przyczynami osiągania niekorzystnych wyników były:

- spadkowa tendencja cen zbytu węgla – od 291,15 zł/t w 2012 roku, poprzez 240,63 zł/t w 2013 roku i 230,40 zł/t w 2014 roku, aż do 217,36 zł/t w I kwartale 2015 r.,

- wysoki koszt jednostkowy koszt produkcji węgla, który w 2014 roku ukształtował się na poziomie 448,58 zł/t,
- znaczny spadek zatrudnienia pracowników na dole kopalni oraz niekorzystna struktura zatrudnienia na powierzchni kopalni w stosunku do zatrudnienia na dole,
- nadmiernie rozbudowana infrastruktura, stanowiąca zaszłość po istnieniu dwóch odrębnych kopalń „Sośnica" i „Makoszowy", nieprzystosowana do funkcjonowania w warunkach połączonej kopalni „Sośnica-Makoszowy",
- ograniczone środki inwestycyjne na realizację połączenia ruchów kopalni, wynikające z bieżącej sytuacji spółki,
- trudne i skomplikowane relacje z gminą Gierałtowice, w znacznym stopniu ograniczające możliwość eksploatacji partii pokładów o najlepszych parametrach jakościowych i wydajnościowych.

W świetle powyższych, bardzo trudnych warunków rynkowych jak i niekorzystnych uwarunkowań wewnętrznych, podejmowano szereg działań oszczędnościowych ukierunkowanych na obniżenie wydatków zarówno OPEX jak i CAPEX.

2. DZIAŁANIA TRANSFORMACYJNE

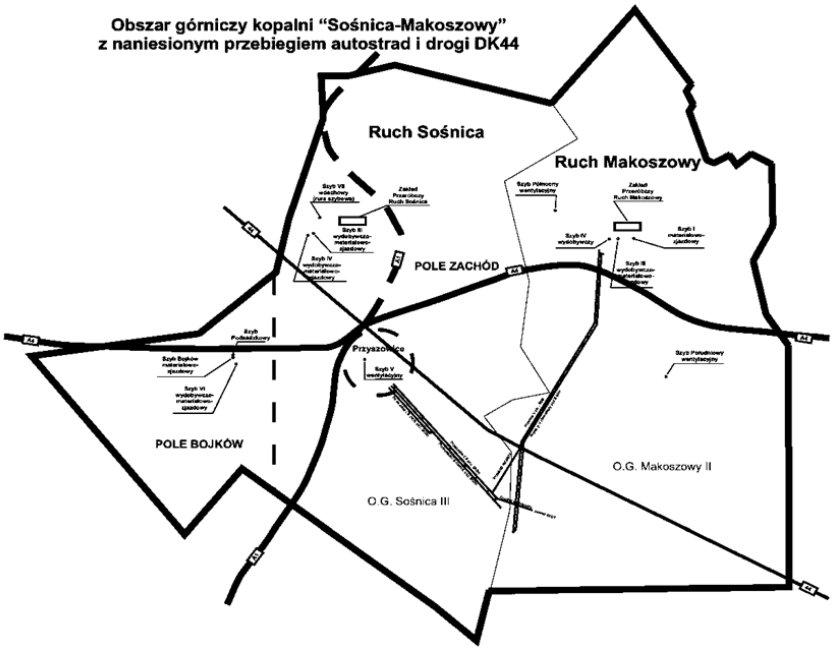
2.1. Główne przedsięwzięcia restrukturyzacyjne w obszarze technicznym i organizacyjnym.

W dniu 30 kwietnia 2015 roku Uchwałą Zarządu Kompanii Węglowej S.A. Oddział KWK „Sośnica-Makoszowy" z siedzibą w Zabrzu rozdzielony został na dwa odrębne oddziały – Oddział KWK Sośnica z siedzibą w Gliwicach i Oddział KWK Makoszowy z siedzibą w Zabrzu, który został jednocześnie przekazany do Spółki Restrukturyzacji Kopalń S.A.

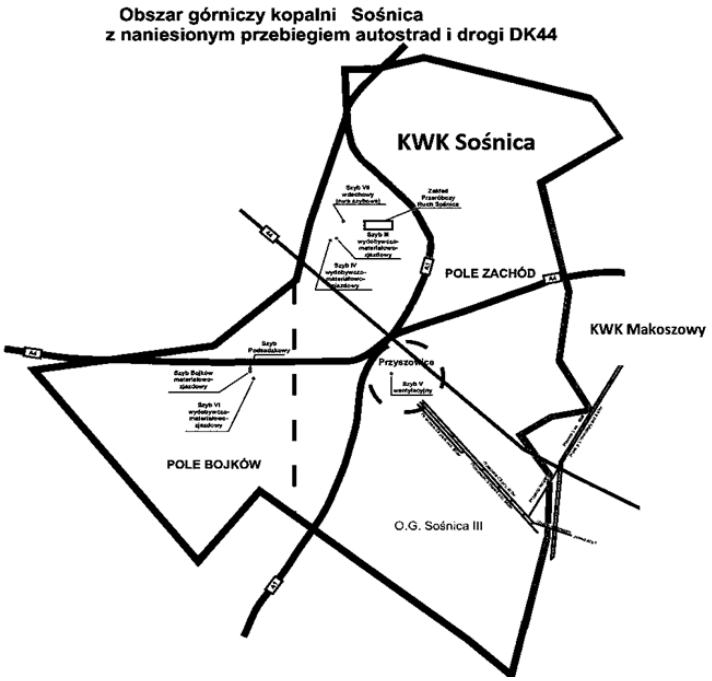
Powyższa decyzja spowodowała, iż istniejąca infrastruktura techniczna, zarówno dołowa, jak i powierzchniowa, została zredukowana o połowę. Zobrazowano to w tabeli nr 1 oraz na rysunkach 1 i 2.

Tabela 1. Porównanie infrastruktury przed i po transformacji
Table 1. Comparison of infrastructure before and after the transformation

Wyszczególnienie	J.m.	Przed transformacją	Po transformacji
Obszar górniczy	km^2	60,84	32,44
Ilość szybów	szt.	12	7
Ilość ZMPW	szt.	2	1
Długość czynnych wyrobisk	km	214	108
Ilość głównych poziomów	szt.	6	3
Ilość dołowych pompowni głównego odwadniania	szt.	5	2
Ilość stacji geofizyki górniczej	szt.	2	1
Ilość stacji odmetanowania	szt.	2 (dołowa i powierzchniowa)	1 (powierzchniowa)
Ilość dyspozytorni	szt.	2	1
Ilość central łączności telefonicznej	szt.	2	1



Rys. 1. Stan sprzed transformacji
Figure 1. Condition before transformation



Rys. 2. Stan po transformacji
Figure 2. Condition after transformation

Dalsze działania mające na celu uproszczenie infrastruktury dołowej i powierzchniowej w kopalni Sośnica obejmują następujący zakres:

a) Przekazanie zbędnych obiektów i gruntów do Zakładu Zagospodarowania Mienia. W 2015 roku przekazano do Zakładu Zagospodarowania Mienia szereg zbędnych obiektów, z których największe koszty utrzymania generowały: hałda Ostropa, osiedle Sośnica oraz niezabudowane działki w rejonie ul. Bojkowskiej.

b) Likwidacja szybów Bojków i Podsadzkowy wraz z przynależnymi obiektami powierzchniowymi i wyrobiskami dołowymi. Po wybudowaniu na przełomie lat 2015 i 2016 instalacji do podawania podsadzki (pyłów dymnicowych) przez szyb VI, zaistnieje możliwość likwidacji szybów Bojków i Podsadzkowy wraz z przynależnymi obiektami i wyrobiskami dołowymi o łącznej długości wynoszącej 1 532 m. Przedmiotowe obiekty planuje się przekazać do Spółki Restrukturyzacji Kopalń S.A. w oparciu o zapisy ujęte w znowelizowanej ustawie o funkcjonowaniu górnictwa węgla kamiennego.

c) Likwidacja zbędnych obiektów w rejonie szybu V w Przyszowicach oraz na Polu Zachód. Obecnie jest prowadzona analiza kosztów likwidacji zbędnych obiektów infrastruktury powierzchniowej zlokalizowanych w rejonie szybu V w Przyszowicach oraz na Polu Zachód w porównaniu do kosztów ich utrzymania. Decyzja odnośnie sposobu ich likwidacji zostanie podjęta po zakończeniu analizy.

d) Likwidacja zbędnych wyrobisk na poziomie 750m. Wykonanie przecinki P01 w rejonie szybu VII na poziomie 750m umożliwia zlikwidowanie przecznic B7 i B7R wraz z przekopami łączącymi te przecznice z podszybiami szybów głównych. Dalsze utrzymywanie wyżej wymienionych wyrobisk jest bezzasadne ze względu na sczerpanie złoża w tym rejonie. Likwidację wyrobisk o łącznej długości wynoszącej 6 970 m planuje się przeprowadzić w III i IV kwartale 2016 roku.

Ponadto istnieje możliwość dodatkowego, znacznego uproszczenia docelowego modelu kopalni w przypadku uzbrojenia szybu VII. Wymagałoby to poniesienia nakładów w wysokości około 70 mln zł. Realizacja zadania planowana jest na lata 2018 ÷ 2020. Efektem organizacyjnym i ekonomicznym uruchomienia szybu VII jest możliwość likwidacji szybu III i Pola Bojków. W wyniku likwidacji Pola Bojków, kopalnia stanie się jednopolowa.

2.2. Restrukturyzacja zatrudnienia

Efektem podziału KWK „Sośnica-Makoszowy" na dwie odrębne kopalnie KWK Makoszowy i KWK Sośnica z dniem 01.05.2015 r. było zmniejszenie zatrudnienia powstałej kopalni Sośnica do poziomu 2 292 osób, tj. o 1 991osób.

Znacznemu uproszczeniu uległ schemat organizacyjny kopalni Sośnica – w byłej kopalni „Sośnica-Makoszowy" występowały zdublowane piony ze względów organizacyjnych i bezpieczeństwa, ponieważ występowała inna skala zagrożeń naturalnych na ruchu Sośnica i ruchu Makoszowy. Dotyczyło to następujących pionów: górniczego, wentylacji, energomechanicznego i głównego energetyka.

Stan zatrudnienia w podziale na dół i powierzchnię przed i po transformacji przedstawiono w tabelach nr 2 i 3.

Tabela 2. Stan zatrudnienia w byłej KWK „Sośnica-Makoszowy” na dzień 30.04.2015 r.
Table 2. Employment's condition in the former KWK "Sośnica-Makoszowy" for 30.04.2015

Ruch Makoszowy			
Pion	dół	powierzchnia	razem
D	0	37	37
DBH	7	3	10
DE	9	49	58
DL	1	55	56
DT	13	1	14
TG-M	696	9	705
TJP	0	210	210
TMG	28	12	40
TM-M	549	81	630
TOŚ	0	1	1
TOT	26	0	26
TPI	7	7	14
TS	13	0	13
TW-M	149	14	163
Ogółem Ruch Makoszowy	1498	479	1977

Ruch Sośnica			
Pion	dół	powierzchnia	razem
D	1	34	35
DBH	8	2	10
DE	9	43	52
DL	2	57	59
DT	16	1	17
TG-S	887	5	892
TJP	0	272	272
TMG	21	13	34
TM-S	551	133	684
TOŚ	0	3	3
TOT	34	0	34
TPI	10	3	13
TS	14	0	14
TW-S	159	28	187
Ogółem Ruch Sośnica	1712	594	2306

Tabela 3. Stan zatrudnienia w KWK Sośnica na dzień 01.05.2015 r.
Table 3. Employment's condition in KWK Sośnica for 01.05.2015

Pion	dół	powierzchnia	razem
D	1	34	35
DBH	8	2	10
DE	9	43	52
DL	2	57	59
DT	14	1	15
TG	883	5	888
TJP	0	269	269
TMG	21	13	34
TM	547	132	679
TOŚ	0	3	3
TOT	34	0	34
TPI	10	3	13
TS	14	0	14
TW	159	28	187
Ogółem kopalnia	1702	590	2292

3. EFEKTY DZIAŁAŃ TRANSFORMACYJNYCH

3.1. Wyniki techniczno-ekonomiczne kopalni „Sośnica-Makoszowy”

Kopalnia „Sośnica-Makoszowy” jako połączony zakład dwuruchowy funkcjonowała w okresie od 1 lipca 2005 roku do 30 kwietnia 2015 roku.

Charakterystyka integracji kopalń Makoszowy i Sośnica zawierała podstawowe parametry i przedsięwzięcia, takie, jak:

- planowane wydobycie węgla handlowego netto w wysokości 17 000 t/d,
- eksploatacja węgla średnio na 5 ścianach wydobywczych,
- wykonanie połączenia dołowego pomiędzy ruchami kopalni,
- działania likwidacyjne zarówno w ruchu Sośnica (szyby III, VI, Bojków oraz Pole Bojków), jak i ruchu Makoszowy (szyby I i II oraz ZPMW).

Pomimo prowadzonych działań w zakresie restrukturyzacji technicznej, organizacyjnej, majątkowej oraz zatrudnienia, mającej na celu optymalizację takich parametrów, jak: ilość wydobycia, wydajność, zatrudnienie oraz poziom kosztów, kopalnia odnotowywała, począwszy od 2010 roku, coraz gorsze wyniki ekonomiczne. Na pogorszenie wyników złożyły się zarówno uwarunkowania wewnętrzne związane z brakiem realizacji zapisów porozumienia połączeniowego, w szczególności w zakresie upraszczania modelu kopalni, spadek zatrudnienia oraz spadek produkcji węgla, jak i uwarunkowania zewnętrzne wpływające na wzrost kosztów produkcji węgla, tj. wzrost cen materiałów, usług oraz mediów. Nie bez znaczenia dla osiąganych wyników ekonomicznych była znaczna dynamika wzrostu płac. Przeciętne miesięczne wynagrodzenie w okresie od 2005 roku do 2014 roku wzrosło o 61,6%, a wzrost kosztów wynagrodzeń uwzględniający spadek zatrudnienia w analogicznym okresie wyniósł 15,3%. Porównując natomiast udział kosztów osobowych w kosztach rodzajowych ogółem, wzrósł on z 47,6% w 2005 roku do 52,4% w 2014 roku. Zestawienie podstawowych parametrów techniczno-ekonomicznych zaprezentowano w tablicy nr 4.

Tabela 4. Podstawowe wskaźniki techniczno-ekonomiczne KWK „Sośnica-Makoszowy".
Table 4. Basic technical and economic indicators of KWK "Sośnica-Makoszowy"

Wskaźniki techniczno - ekonomiczne 2005-2014

Lp.	Wyszczególnienie	j.m.	2005*	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014
1	Wydobycie węgla handlowego	t/d	20 943	20 387	20 602	18 223	16 560	14 955	13 714	14 788	11 278	8 419
		tys.ton	5 277,6	5 096,8	5 171,1	4 574,0	4 173,0	3 768,6	3 456,0	3 711,7	2 819,6	2 062,7
2	Roboty przygotowawcze ogółem	mb	27 152	20 861	16 412	17 214	15 758	12 704	14 088	13 419	13 295	10 544
3	Koszt produkcji	mln zł	859,8	825,8	845,5	898,3	964,7	906,9	997,2	1 051,9	1 024,8	925,3
		zł/t	*162,91*	*162,02*	*163,51*	*196,40*	*231,18*	*240,65*	*288,55*	*283,41*	*363,47*	*448,58*
4	Średnia cena zbytu węgla	*zł/t*	*158,43*	*146,87*	*154,53*	*206,49*	*246,42*	*218,95*	*258,13*	*290,24*	*240,63*	*230,40*
5	Akumulacja na sprzedaży węgla	*zł/t*	*-6,74*	*-15,20*	*-9,38*	*13,79*	*8,31*	*-24,19*	*-18,79*	*-4,03*	*-99,23*	*-195,35*
6	Wynik finanowy brutto	mln zł	-38,2	-111,0	-38,6	2,4	-60,0	-68,2	-107,5	-25,2	-349,9	-331,0
7	Nakłady inwestycyjne	mln zł	44,9	58,8	40,3	64,7	69,1	61,5	100,2	114,3	115,5	72,5
		zł/t	8,51	11,54	7,79	14,13	16,55	16,33	28,98	30,80	40,98	35,12
8	Średnie zatrudnienie ogółem, z tego:	osoby	6 389	5 903	5 529	5 427	5 589	5 300	5 106	5 186	5 028	4 595
	- na dole	osoby	4 831	4 432	4 166	4 135	4 341	4 083	3 917	4 020	3 884	3 481
	- na powierzchni	osoby	1 558	1 471	1 363	1 292	1 248	1 217	1 189	1 166	1 144	1 114
	Udział zatr. na pow. do zatr. ogółem	%	24,4	24,9	24,7	23,8	22,3	23,0	23,3	22,5	22,8	24,2
9	Wydobycie na 1 zatrudnionego	t/zatr	826,0	863,4	935,3	842,8	746,6	711,0	676,9	715,7	560,8	448,9
10	Średnia liczba ścian z produkcją	szt	6,3	5,8	5,9	4,5	4,2	3,7	3,6	3,8	3,8	2,5
11	Średnie dzienne wydobycie z 1 ściany	t/d	3 130	3 343	3 333	3 745	3 616	3 682	3 503	3 657	2 869	3 220

**/ Łącznie z KWK Sośnica za okres I-VI 2005 r.*

Niekorzystne wyniki techniczno-ekonomiczne oraz brak perspektyw ich poprawy w krótkim horyzoncie czasowym, stały się przyczyną opracowania szczegółowego programu naprawczego kopalni na lata 2011-2015, którego głównymi założeniami były:

- unormowanie stosunków z gminą Gierałtowice,
- stopniowy wzrost wydobycia do poziomu 15 500 t/d,

- poprawa efektywności drążenia wyrobisk korytarzowych,
- zwiększenie efektywnego czasu pracy,
- intensyfikacja działań restrukturyzacyjnych na powierzchni kopalni i likwidacja ZPMW na ruchu Makoszowy.

Realizacja programu naprawczego napotkała jednak na szereg trudności, co doprowadziło do dalszego pogorszenia wyników i narastania strat. Powyższa sytuacja stała się punktem wyjścia do poszukiwania nowego modelu funkcjonowania kopalni i przeprowadzenia szeregu różnowariantowych analiz. W ostateczności, w Planie Naprawczym Kompanii Węglowej S.A. na lata 2014-2020, przyjęto model jednoruchowy kopalni, a jako wariant alternatywny funkcjonowania KWK „Sośnica-Makoszowy" przedstawiono model kopalni, w którym wydobycie prowadzone jest tylko w Ruchu Sośnica i wynosić będzie 7400 t/d w dwóch ścianach wydobywczych. Likwidacji ulec miały częściowo ruch Makoszowy oraz szyby ruchu Sośnica, tj. Bojków, Podsadzkowy i III. Ostatecznie do realizacji Planu Naprawczego nie doszło, gdyż w wyniku Porozumienia zawartego pomiędzy stroną rządową, Międzyzwiązkowym Komitetem Protestacyjno-Strajkowym, zakładowymi organizacjami związkowymi działającymi w Kompanii Węglowej S.A oraz Zarządami Spółki Restrukturyzacji Kopalń S.A., Kompanii Węglowej S.A., Węglokoks S.A. z dnia 17.01.2015 roku, zorganizowana część przedsiębiorstwa ruch Makoszowy KWK Sośnica-Makoszowy przekazany został z dniem 30.04.2015 roku do Spółki Restrukturyzacji Kopalń S.A.

3.2. Efekty ekonomiczne działań restrukturyzacyjnych

Efektem podziału kopalni „Sośnica-Makoszowy" na dwa odrębne zakłady oraz wdrożeniem planowanych działań restrukturyzacyjnych będzie znaczna poprawa wyników techniczno-ekonomicznych kopalni Sośnica. W okresie samodzielnego funkcjonowania kopalni Sośnica, tj. od maja do grudnia 2015 roku odnotowano obniżenie średniomiesięcznego kosztu produkcji o około 46% w porównaniu do pierwszych czterech miesięcy, w których kopania funkcjonowała jako dwuruchowa. Jednakże ze względu na zdarzenie pożarowe, które wystąpiło w dniu 11 lipca 2015 roku w ścianie n108 i wynikający z tego tytułu spadek wydobycia, jednostkowy koszt produkcji węgla uległ obniżeniu o 45,2 zł/t, tj. 12,4%. Należy tu zauważyć, iż w czerwcu 2015 roku, w którym kopalnia Sośnica osiągnęła średnie wydobycie dobowe w wysokości 8839 t/d zrealizowane na dwóch ścianach wydobywczych, średni jednostkowy koszt produkcji był niższy w porównaniu do pierwszych czterech miesięcy 2015 roku o około 135 zł/t, tj.
o 37%. W celu dalszego obniżania kosztów produkcji planuje się podjęcie szeregu działań restrukturyzacyjnych oraz wdrożenie kilkunastu inicjatyw generujących roczne oszczędności rzędu około 28 milionów złotych.
Głównie działania restrukturyzacyjne sprowadzać się będą do:

- restrukturyzacji zatrudnienia – w latach 2016–2017 przewiduje się prowadzenie dalszej optymalizacji zatrudnienia skierowanej przede wszystkim na obniżenie zatrudnienia na powierzchni kopalni. Przewiduje się, że w roku 2016 z pakietu dobrowolnych odejść skorzysta około 90 pracowników powierzchni, a zatrudnienie na dole kopalni w latach 2016–2017 obniży się o 204 osoby, głównie z tytułu odejść naturalnych. Docelowy stan zatrudnienia kopalni określono na 1835 osób, w tym 419 osób na powierzchni kopalni. Planowana wydajność na 1-go zatrudnionego przekroczy 1000 t/zatr/rok i będzie wyższa od osiągniętej w 2015 roku o około 385 t/zatr./rok.
- restrukturyzacji techniczno-organizacyjnej w zakresie której przewiduje się:
  - przekazanie zbędnych obiektów i gruntów do Zakładu Zagospodarowania Mienia,

- przekazanie szybów Bojków i Podsadzkowy wraz z przynależnymi obiektami powierzchniowymi i wyrobiskami dołowymi do Spółki Restrukturyzacji Kopalń S.A.,
- likwidację zbędnych obiektów w rejonie szybu V w Przyszowicach oraz na Polu Zachód,
- likwidację zbędnych wyrobisk na poziomie 750 m,
- docelową likwidację Pola Bojków i szybu III po uzbrojeniu szybu VII.

Główne inicjatywy, których wdrożenie przewiduje się w okresie lat 2016 i 2017 skoncentrowane będą na obniżeniu kosztów funkcjonowania kopalni oraz poprawie jakości węgla surowego i handlowego. Podstawowe kierunki działań to:

- inicjatywy w zakresie zwiększenia wydajności pracy, takie jak:
  - wprowadzenie zadaniowego systemu płac dla brygad ścianowych, przodkowych i likwidacyjno-zbrojeniowych,
  - rozbudowa układu transportu materiałów i jazdy ludzi kolejkami podwieszanymi spalinowymi w celu uzyskania najbardziej efektywnego dojścia do pracy,
  - projektowanie frontu eksploatacyjnego w taki sposób, aby uzyskać optymalny postęp dla kierowania stropem i występujących zagrożeń,
  - w poszczególnych rejonach planuje się koncentrację robót eksploatacyjnych i przygotowawczych powodującą lepsze wykorzystanie ciągów odstawy urobku oraz poprawę logistyki materiałowej i transportu,
  - dobór wyposażenia ścian i przodków a także urządzeń transportowych i odstawczych w taki sposób, aby zapewnić maksymalny postęp robót i maksymalną wydajność,
  - stosowanie urządzeń chłodzących w celu poprawy warunków klimatycznych w rejonach prowadzonych robót w podwyższonej temperaturze powietrza.
- inicjatywy w zakresie odzysku i powtórnego zastosowania materiałów maszyn i urządzeń, takie jak:
  - uruchomienie giętarko-prostowarki do obudowy chodnikowej V32 w komorze regeneracji na poz. 950 m,
  - maksymalizacja odzysku materiałów, maszyn i urządzeń z rejonów ścian w eksploatacji i likwidacji oraz przodków chodnikowych po ukończonym drążeniu.
- inicjatywy w celu doprowadzenia do bezobsługowej pracy maszyn, takie jak:
  - wizualizacja i automatyzacja odstawy głównej z centralnym stanowiskiem obsługi na poz. 750 m,
  - wizualizacja i automatyzacja pompowni głównego odwadniania na poz. 750 m i 950 m z centralnym stanowiskiem obsługi na powierzchni,
  - wizualizacja i automatyzacja pompowni wód gruntowych na powierzchni z centralnym stanowiskiem obsługi w pompowni przy zbiorniku Sośnica I.
- inicjatywy w celu poprawy jakości węgla surowego i handlowego, w tym:
  - zmniejszenie udziału skały płonnej w nadawie,
  - zwiększenie produkcji węgli grubych,
  - modernizacja węzła klasyfikacji ziaren drobnych zakładu przeróbczego,
  - przebudowa węzłów odwadniania flotokoncentratu i koncentratu miałowego zakładu przeróbczego,
  - produkcja nadzorowanych sortymentów handlowych dla odbiorców o szczególnych wymaganiach z wykorzystaniem selektywnego podawania urobku na zakład przeróbczy,
  - modernizacja węzła wzbogacania w osadzarce miałowej wraz z całkowitą automatyzacją procesu wzbogacania,

- aktualizacja programu automatyki procesu węzła wzbogacania w cieczach ciężkich,
- modernizacja automatyzacji i wizualizacji procesów technologicznych ZPMW,
- działania w zakresie zwiększenia zaangażowania i odpowiedzialności pracowników kopalni w sprawy poprawy jakości węgla.

Realizacja zadań w zakresie restrukturyzacji zatrudnienia, restrukturyzacji techniczno-organizacyjnej oraz wdrożenia inicjatyw wpłynie na poprawę wyników ekonomicznych kopalni, a w szczególności pozwoli na obniżenie kosztów produkcji węgla do poziomu poniżej 220 zł/t. Prognozę podstawowych wskaźników techniczno-ekonomicznych zaprezentowano w tablicy nr 5.

Tablica. 5. Podstawowe wskaźniki techniczno-ekonomiczne KWK Sośnica w latach 2015-2025
Table 5. Basic technical and economic indicators of KWK Sośnica in years 2015-2025

Wskaźniki techniczno - ekonomiczne 2015-2025

Lp.	Wyszczególnienie	j.m.	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025
1	Wydobycie węgla handlowego	t/d	7 278	7 400	7 400	7 400	7 400	7 400	7 400	7 400	7 400	7 400	7 400
		tys.ton	1 826,7	1 864,8	1 842,6	1 850,0	1 850,0	1 850,0	1 850,0	1 850,0	1 850,0	1 850,0	1 850,0
2	Roboty przygotowawcze ogółem	mb	7 423	6 762	6 520	8 055	7 555	6 305	7 670	7 204	6 570	6 785	8 320
3	Nakłady inwestycyjne	mln zł	32,5	36,7	39,4	55,0	50,0	45,0	45,0	45,0	45,0	45,0	45,0
		zł/t	17,78	19,65	21,38	29,73	27,03	24,32	24,32	24,32	24,32	24,32	24,32
4	Średnie zatrudnienie ogółem, z tego:	osoby	2 938	2 043	1 892	1 835	1 835	1 835	1 835	1 835	1 835	1 835	1 835
	- na dole	osoby	2 195	1 562	1 462	1 416	1 416	1 416	1 416	1 416	1 416	1 416	1 416
	- na powierzchni	osoby	743	481	430	419	419	419	419	419	419	419	419
	Udział zatr. na pow. do zatr. ogółem	%	25,3	23,5	22,7	22,8	22,8	22,8	22,8	22,8	22,8	22,8	22,8
5	Wydobycie na 1 zatrudnionego	t/zatr	621,7	912,8	973,9	1 008,2	1 008,2	1 008,2	1 008,2	1 008,2	1 008,2	1 008,2	1 008,2
6	Średnia liczba ścian z produkcją	szt	2,1	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0
7	Średnie dzienne wydobycie z 1 ściany	t/d	3 385	3 589	3 515	3 454	3 568	3 485	3 486	3 450	3 484	3 524	3 449

PODSUMOWANIE

W porównaniu z innymi zakładami KW S.A., kopalnia „Sośnica-Makoszowy" osiągała niezadowalające wyniki produkcyjne i ekonomiczne. Głównymi przyczynami osiągania złych wyników były:

- spadek cen sprzedaży węgla,
- wysoki koszt jednostkowy działalności kopalni,
- spadek zatrudnienia na dole kopalni,
- nadmiernie rozbudowana infrastruktura, stanowiąca zaszłość po istnieniu dwóch odrębnych kopalń „Sośnica" i „Makoszowy", nieprzystosowana do funkcjonowania w warunkach połączonej kopalni „Sośnica-Makoszowy", co pociągało za sobą wysokie koszty stałe funkcjonowania zakładu,
- niekorzystny stosunek zatrudnienia na powierzchni w stosunku do dołu kopalni,
- niedoinwestowanie przez KW S.A. procesu połączenia ruchów kopalni, wynikające z bieżącej sytuacji spółki,
- trudne i skomplikowane relacje z gminą Gierałtowice, w znacznym stopniu ograniczające możliwość eksploatacji partii pokładów o najlepszych parametrach jakościowych i wydajnościowych.

W związku z powyższym, podjęto szeroko zakrojone działania powodujące ograniczenie kosztów funkcjonowania, mające na celu poprawę wyników osiąganych przez kopalnię.

W dniu 30 kwietnia 2015 roku Uchwałą Zarządu Kompanii Węglowej S.A. Oddział KWK „Sośnica-Makoszowy" z siedzibą w Zabrzu został rozdzielony na dwa odrębne oddziały – Oddział KWK Sośnica i Oddział KWK Makoszowy.

Powyższa decyzja ma pozytywny wpływ na wyniki osiągane przez kopalnię, szczególnie poprzez znaczną redukcję kosztów stałych funkcjonowania zakładu.

Istniejąca infrastruktura techniczna, zarówno dołowa, jak i powierzchniowa, została zredukowana o połowę. Po dokonaniu transformacji KWK Sośnica w kopalnię jednoruchową są prowadzone dalsze działania mające na celu uproszczenie infrastruktury dołowej i powierzchniowej. Można je podzielić na następujące obszary:

- przekazanie zbędnych obiektów i gruntów do Zakładu Zagospodarowania Mienia,
- likwidacja szybów Bojków i Podsadzkowy wraz z przynależnymi obiektami powierzchniowymi i wyrobiskami dołowymi,
- likwidacja zbędnych obiektów w rejonie szybu V w Przyszowicach oraz na Polu Zachód,
- likwidacja zbędnych wyrobisk na poziomie 750 m.

Istnieje możliwość dodatkowego, znacznego uproszczenia docelowego modelu kopalni w przypadku uzbrojeniu szybu VII. Wymagałoby to poniesienia nakładów w wysokości około 70 mln zł. Realizacja zadania planowana jest na lata 2018–2020. Efektem organizacyjnym i ekonomicznym uruchomienia szybu VII jest możliwość likwidacji szybu III i Pola Bojków. W wyniku likwidacji Pola Bojków, kopalnia stanie się jednopolowa.

W związku z przekształceniem kopalni Sośnica w zakład jednoruchowy, zatrudnienie zmniejszyło się o 1991 osób (z 4283 pracowników do 2292 pracowników). Znacznemu uproszczeniu uległ schemat organizacyjny kopalni Sośnica – w byłej kopalni „Sośnica-Makoszowy" występowały zdublowane piony ze względów organizacyjnych i bezpieczeństwa, ponieważ występowała inna skala zagrożeń naturalnych na Ruchu Sośnica i Ruchu Makoszowy.

Na skutek ww. działań kopalnia Sośnica już od 2016 uzyska wymierne efekty ekonomiczne. Koszty rodzajowe, w przeliczeniu na tonę wydobytego węgla, w porównaniu do 2015 roku kształtować się będą następująco:

- koszty osobowe – spadek o 50,75 zł/t,
- koszty o charakterze podatków i opłat – spadek o 21,68 zł/t,
- koszty materialnego zabezpieczenia produkcji – spadek o 9,47 zł/t.

Łączny spadek kosztów rodzajowych wyniesie w 2016 roku 81,90 zł/t., z czego największy nastąpi w grupie kosztów osobowych. Spadek zatrudnienia na koniec 2016 roku w stosunku do grudnia 2015 roku wyniesie 238 osób, z czego około 90 osób to pracownicy powierzchni mający skorzystać z pakietu dobrowolnych odejść. Docelowy stan zatrudnienia wyniesie 1835 osób, w tym 419 osób na powierzchni. Poprawi to strukturę zatrudnienia, gdyż nastąpi spadek udziału o 2,5% zatrudnionych na powierzchni w stosunku do zatrudnienia ogółem.

Poprawie ulegną również wskaźniki wydajności. Wydajność na jednego zatrudnionego wyniesie 912,8 t/zatr., wzrośnie więc w stosunku do 2015 roku o 291,1 t/zatr., w kolejnych latach osiągnie poziom powyżej 1000 t/zatrudnionego. Wszystkie wymienione działania przyczynią się do znacznego obniżenia kosztów produkcji węgla i uzyskania dodatnich wyników finansowych kopalni.

Economic and Organizational Effects of Coalmine KWK Sośnica Transformation for the One-Part Coalmine

A really hard situation in coal mining sector in Poland caused by deep decreases of the prices of coal on the international markets, oversupply of coal and increasing costs of production contribute to the significantly worsening of the financial resuts of the Coal Company S.A. including coalmine “Sośnica-Makoszowy”. Given that very hard market conditions, extensive actions having an aim of improving results reached by coalmine were taken. Process of transformation of the coalmine “Sośnica-Makoszowy” for the one-part plant, which effect is division of technical infrastructure of coalmine affecting a significant reduction of fixed costs of plant functioning. However management of the coalmine and all the crew is facing next challanges and aims targeted for achieving a stable profitability, which were presented in the paper.

Monitoring deformacji podziemnych wyrobisk górniczych KGHM Polska Miedź S.A. O/ZG „Lubin" z wykorzystaniem technologii skaningu laserowego

Marek Marzec
Grzegorz Patykowski
Wiktor Kumosiński
KGHM Polska Miedź S.A. O/ZG „Lubin"

STRESZCZENIE: Doświadczenia związane z technologią skaningu laserowego, zbierane od 2013 roku oraz wieloletnia obsługa miernicza w oddziałach wydobywczych, nasunęły pomysł na obserwację zjawisk zachodzących w górotworze związanych z konwergencją oraz samourobieniem górotworu po wstrząsach. Od lipca 2015 roku, jako Dział Mierniczy KGHM Polska Miedź S.A. O/ZG „Lubin", wykonujemy cykliczny pomiar w polu XIII/4 oddziału G-2 w miarę postępu robót górniczych. Dotychczasowe próby monitorowania zjawisk tego typu miały charakter punktowy. Skanowanie laserowe sprawia, że obserwowanych punktów są miliony. Aby jak najlepiej przedstawić zjawisko, zdecydowaliśmy się na wykorzystanie skanera stacjonarnego. Otrzymane dane pozwolą dokładnie opisać górotwór w trakcie przejścia frontu. Po zakończeniu monitorowania będziemy dysponować technologią niezbędną do wykonywania tego typu pomiarów w polu eksploatacyjnym oraz ścieżką postępowania dla opracowania wyników.

SŁOWA KLUCZOWE: Deformacje, wyrobisko, skaning laserowy

1. WSTĘP

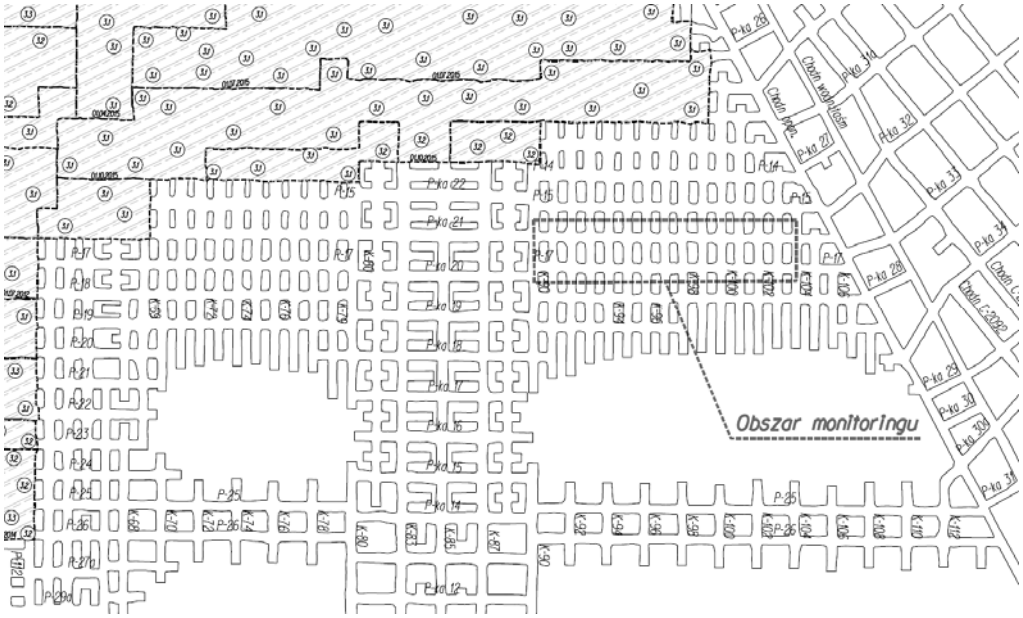
1.1. *Skaning laserowy w podziemnych wyrobiskach górniczych.*

Adaptacja naziemnego skaningu laserowego do warunków kopalni podziemnej jest wbrew pozorom procesem skomplikowanym pod względem technicznym i przede wszystkim logistycznym. Każdy pomiar wykonywany z zastosowaniem skanera laserowego, zarówno stacjonarnego jak i mobilnego, wymaga wypracowania indywidualnego podejścia. Bardzo ważną rolę odgrywa wcześniejsze, dokładne planowanie przebiegu pomiaru. Jako pracownicy działu mierniczego, dużą wagę przykładamy do usytuowania otrzymanej chmury punktów w rzeczywistej przestrzeni zakładu górniczego. Kierowani doświadczeniem w obsłudze mierniczej oddziałów eksploatacyjnych od kilku lat z powodzeniem uzupełniamy klasyczne techniki wykonywania pomiarów w wyrobiskach o urządzenia skanujące – skaner stacjonarny Leica C5 i skaner mobilny ZEB-1. Niejednokrotnie podczas pracy dla zapewnienia ciągłości ruchu zakładu górniczego, wspomniane instrumenty udowodniły swoją przydatność. Dobrymi przykładami mogą być obliczenia objętości zbiorników retencyjnych urobku w oparciu o modele 3D wygenerowane z chmury punktów, czy też symulacje poziomu zalania wyrobisk osadnikowych oraz ba-

danie geometrii różnych elementów podziemnej infrastruktury technicznej kopalni. Ilość danych zebranych w trakcie pomiaru skanerem laserowym jest nieporównywalnie większa w stosunku do możliwości tradycyjnych instrumentów stosowanych przez pracowników działu mierniczego kopalni, a swoim zasięgiem obejmuje dużo większy obszar wyrobiska. Kompleksowość zebranych w formie chmury punktów danych jest wyższa w porównaniu z klasycznymi, punktowymi metodami pomiaru. Dotychczas stosowane sposoby badania konwergencji wyrobisk górniczych w KGHM Polska Miedź S.A. O/ZG „Lubin" miały właśnie punktowy charakter. W lipcu 2015 r. podjęto pierwsze próby zmierzenia zaciskania wyrobisk oraz uchwycenia zjawisk związanych z samourabianiem górotworu po wstrząsach z wykorzystaniem techniki skaningu laserowego. Zakończyły się one sukcesem, co umożliwiło rozpoczęcie cyklu monitoringu konwergencji wybranej części pola eksploatacyjnego oddziału wydobywczego.

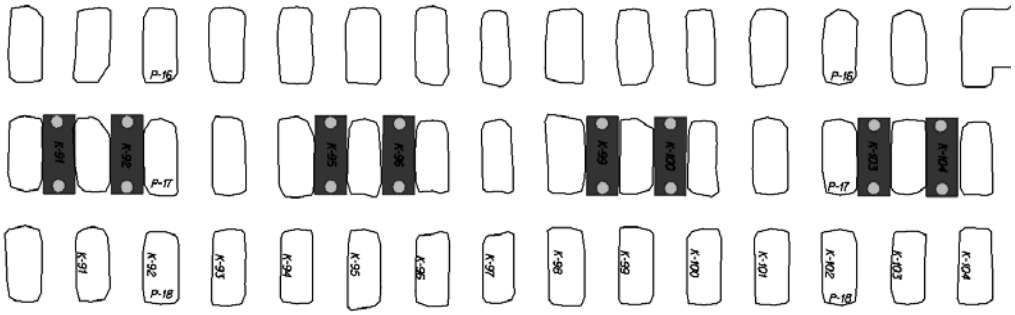
1.2. *Lokalizacja monitoringu.*

Obszar, na którym zdecydowaliśmy się obserwować deformacje wyrobisk górniczych jest zlokalizowany we wschodnim skrzydle pola XIII/4 oddziału G-2.



Rys. 1. Odział G-2 KGHM Polska Miedź S.A. O/ZG „Lubin"
Figure 1. G-2 Department of KGHM Polska Miedź S.A. O/ZG „Lubin"

Złoże w granicach pola zaliczone jest do II stopnia zagrożenia tąpaniami oraz I stopnia zagrożenia wodnego. Prowadzenie robót górniczych realizowane jest systemem komorowo-filarowym z ugięciem stropu J-UG. Wytypowaliśmy konkretne komory i pasy, które będziemy monitorować metodą skaningu laserowego. Ich lokalizacja pozwoliła z jednej strony optymalnie uchwycić zjawisko, a z drugiej do minimum ograniczyła ingerencję w proces wydobycia. Na ilustracji poniżej przedstawiono wyłączone z ruchu maszyn komory, które podlegały pomiarom.



Rys. 2. Miejsce monitoringu
Figure 2. The area of monitoring.

Przy współpracy z dozorem oddziału G-2, udało się wygrodzić wyznaczone przez nas komory, w celu obiektywnego i pełnego uchwycenia zjawisk zachodzących w górotworze. W wybranych komorach ustawiono stemple drewniane, rozwieszono taśmę ostrzegawczą oraz zainstalowano tablice informujące o zakazie wstępu do tej części wyrobiska.

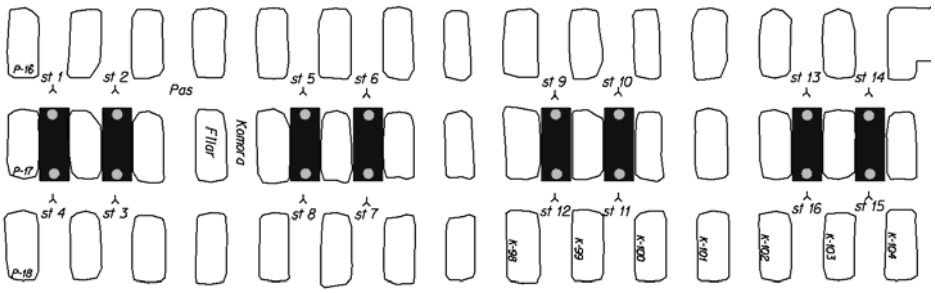


Rys. 3. Wygrodzona komora.
Figure 3. An example of observed room.

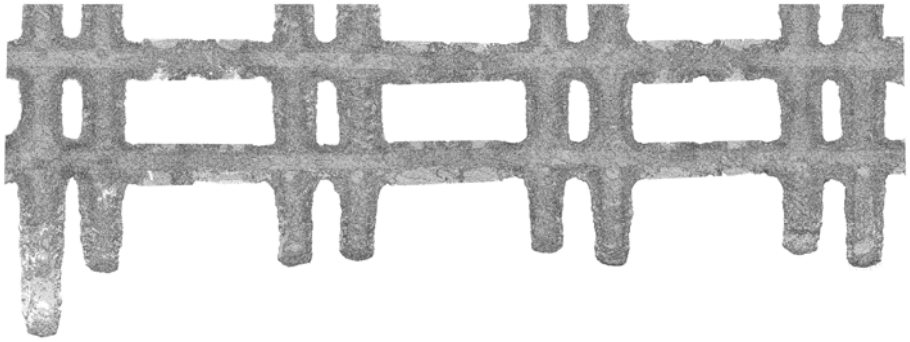
2. MONITORING DEFORMACJI WYROBISK

2.1. *Zakres.*

Pierwsza seria pomiarowa stanowiła dla nas swoisty poligon doświadczalny. Podczas wykonywania tego zadania obnażyliśmy wszystkie kwestie związane z zapleczem logistycznym, dotyczące między innymi rozmieszczenia stanowisk skanera laserowego w wyrobiskach. Celem było zeskanowanie całej interesującej nas przestrzeni przy jednoczesnym ograniczeniu czasu pomiaru do minimum. Głównym założeniem było monitorowanie stropów i spągów wcześniej wyznaczonych komór. Wraz z upływem czasu, zdecydowaliśmy się także na obserwację tych samych elementów wyrobisk dotyczących pasów pola. Najbardziej efektywnym rozwiązaniem było rozmieszczanie skanera na skrzyżowaniach pasów z komorami. Taki układ umożliwia także ewentualne przeprowadzenie późniejszych analiz związanych z zachowaniem się filarów w trakcie przejścia frontu przez górotwór.



Rys. 4. Rozmieszczenia stanowisk skanera.
Figure 4. Placement of scanner stations.



Rys. 5. Widok otrzymanej chmury punktów.
Figure 5. View of a point cloud.

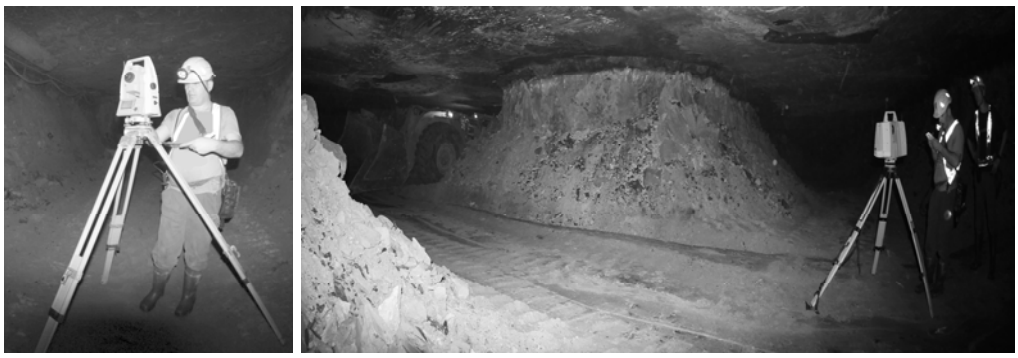
2.2. *Częstotliwość.*

Najważniejsze zadanie polegało na konieczności orientacji otrzymanej chmury punktów w rzeczywistej przestrzeni zakładu górniczego. Spowodowało to przyrost ilości sprzętu pomiarowego, który należało zabierać w rejon pola oddziału G-2. Skutkowało to koniecznością doraźnego

zaangażowania większej ilości pracowników działu mierniczego do każdej serii pomiarowej. Jednocześnie w omawianym rejonie utrzymuje się wysoka aktywność sejsmiczna górotworu. W ramach profilaktyki zagrożenia tąpaniami ustalono strefę zagrożenia tąpaniami, w której może przebywać określona przepisami maksymalna liczba osób. Współpraca z kierownikiem i pracownikami oddziału musiała zatem obejmować długoterminowe planowanie zjazdów w rejon, gdzie prowadzony był monitoring, ze szczególnym uwzględnieniem ilości pracowników zatrudnionych w tym obszarze przy jednoczesnym zachowaniu ciągłości wydobycia na danej zmianie. Kolejnym czynnikiem determinującym przebieg monitoringu w polu oddziału G-2, był sam górotwór. Do działań profilaktycznych w KGHM Polska Miedź S.A. należy zaliczyć tzw. „czasy wyczekiwania" po wstrząsach. Zdarzały się sytuacje, w których mimo dotrzymania wszystkich wspomnianych wcześniej formalności, na skutek nagłego, samoistnego odprężenia górotworu, nie mogliśmy przystąpić do pomiaru. Należy tu wspomnieć, że do realizacji zadania mieliśmy zawsze ściśle określone ramy czasowe, których nie mogliśmy przekraczać. Każde opóźnienie skutkowało przesunięciem serii monitorującej na późniejszy termin. Nie bez znaczenia pozostaje jeszcze jeden element profilaktyki przeciwwstrząsowej, czyli w przypadku oddziału G-2 grupowe strzelanie dużej ilości przodków z wielogodzinnym czasem wyczekiwania, co wiązało się z zakazem wstępu na oddział. Mimo wszystkich wyżej wymienionych czynników, warunkujących przeprowadzenie pomiarów monitorujących, udało się wypracować kompromis. Zespół ds. Zwalczania Tąpań i Zawałów KGHM Polska Miedź S.A. pozytywnie zaopiniował prowadzenie monitoringu deformacji podziemnych wyrobisk górniczych z wykorzystaniem technologii skaningu laserowego. Pierwszy pomiar wykonano 29.07.2015 r. Kolejne wykonywano cyklicznie do 19.12.2015 r. Wyjątek stanowi miesiąc październik, gdzie przeprowadzono 3 serie monitorujące.

2.3. *Przebieg.*

Każdorazowo do wykonania jednej serii monitorującej zaangażowanych było od 3 do 4 pracowników działu mierniczego. Pierwszym etapem było zapewnienie orientacji zebranych danych w przestrzeni układu współrzędnych kopalni, tzw. „georeferencja". Realizacja tej kwestii następowała z wykorzystaniem klasycznych metod pomiaru w oparciu o aktualną osnowę geodezyjną znajdującą się poza rejonem wpływów eksploatacji górniczej.

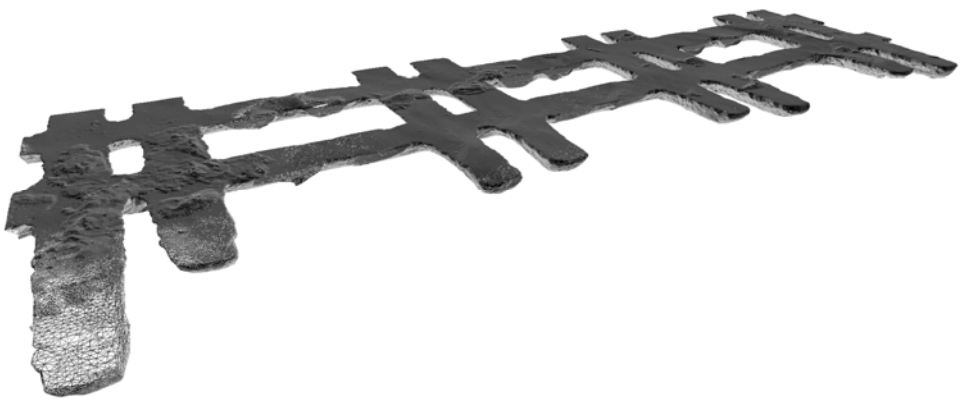


Rys. 6. Georeferencja i skanowanie.
Figure 6. Georeferencing and scanning.

Na sposób rozmieszczenia instrumentu miało wpływ wiele czynników, które były nie do przewidzenia przed wykonaniem zjazdu na dół kopalni. Niejednokrotnie występowała konieczność zwiększenia bądź zmniejszenia ilości stanowisk, w celu dostosowania się do aktualnej sytuacji panującej w wyrobiskach i zebraniu jak największej ilości danych. Laser skanera dociera nawet do miejsc o utrudnionym dostępie i znacznie oddalonych od stanowiska co pozwoliło zwiększyć bezpieczeństwo pomiaru i oszczędzić cenny czas.

2.4. *Opracowanie danych.*

Otrzymaną w wyniku skanowania chmurę punktów, po nadaniu georeferencji, przekształcono w trójwymiarowe modele siatkowe wyrobisk. Modelowanie wykonano dla danych pochodzących z każdej serii pomiarowej. Dni, w których został przeprowadzony monitoring w roku 2015 to: 29 lipca, 21 sierpnia, 5 września, 3,17,30 października, 30 listopada, 19 grudnia. Ze względu na fakt, iż proces monitoringu rozpoczęliśmy już od momentu rozcinki calizny komorami, pełny zakres danych udało się zebrać dopiero w 3 serii i ten moment uznaliśmy jako początek cyklu obserwacji.

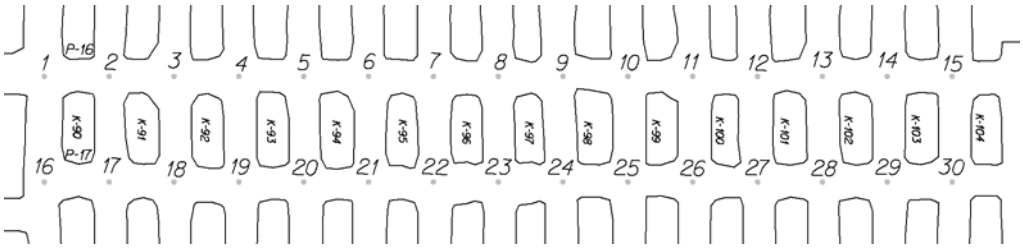


Rys. 7. Przykładowy model siatkowy wyrobisk – dane z 05.09.2015 r.
Figure 7. Model of excavations – data from 05.06.2015.

2.5. *Przedstawienie wyników.*

Wizualizacja wyników pracy została całościowo wykonana w środowisku trójwymiarowym. Wykorzystano to tego celu oprogramowanie 3DReshaper. Program umożliwia m. in. nakładanie na siebie modeli pochodzących z poszczególnych dni monitoringu. Za pomocą narzędzi sporządzono przekroje a także wykonano pomiar wysokości na określonych wcześniej punktach kontrolnych. Na potrzeby różnych działów kopalni zostały przygotowane rysunki 2D obrazujące zjawisko zaciskania. Wygenerowano także wykresy charakteryzujące wielkość konwergencji. W celu udostępnienia danych w formacie 3D, przygotowano pliki pdf 3D, które umożliwiają przestrzenne przeglądanie danych przez pracowników zakładu górniczego bez konieczności posiadania specjalistycznego oprogramowania. Funkcjonalność plików pozwala również na wykonywanie prostych obliczeń inżynierskich, takich jak: pomiar długości czy ką-

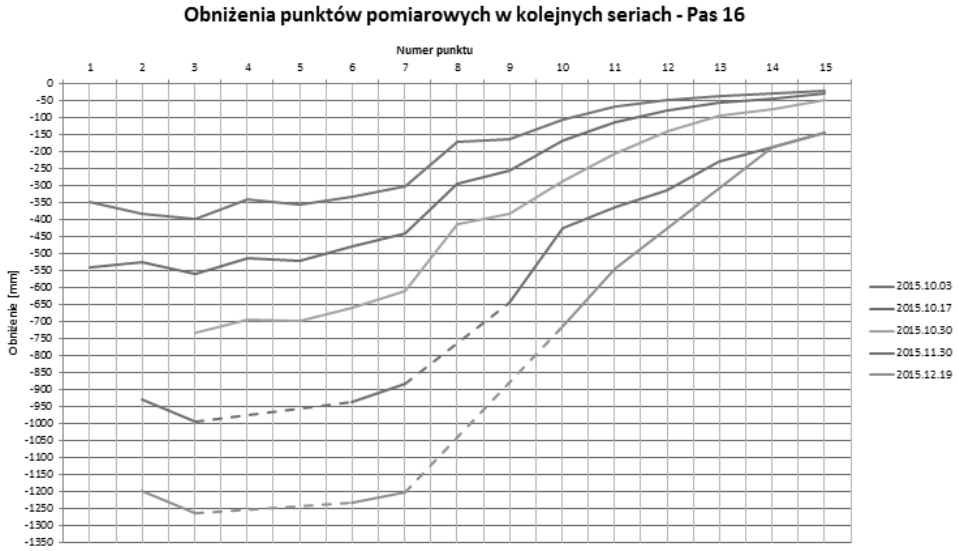
ta. Dodatkową zaletą jest możliwość tworzenia przekrojów na modelach 3D w dowolnie wybranym miejscu wyrobiska.



Rys. 7. Rozmieszczenie punktów pomiarowych.
Figure 7. Placement of control points.

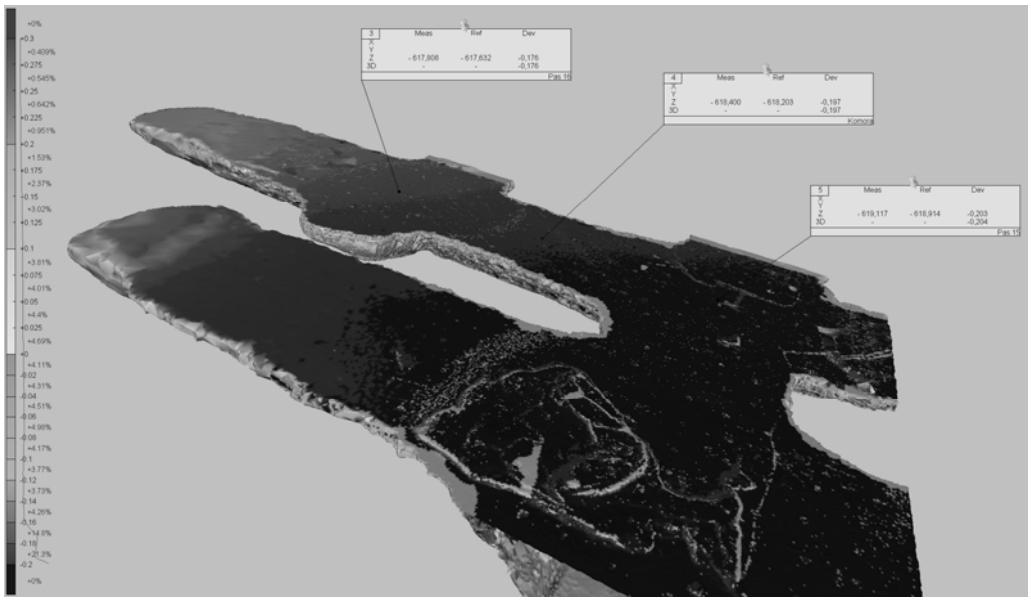
seria 4 - seria 3 [mm]	Seria 5(2015.10.17) [m]	seria 5 - seria 3 [mm]	Seria 6(2015.10.30) [m]	seria 6 - seria 3 [mm]	Seria 7(2015.11.30) [m]	seria 7 - seria 3 [mm]	Seria 8(2015.12.19) [m]	seria 8 - seria 3 [mm]
-347	-617,702	-541						
-383	-618,568	-525			-618,971	-928	-619,240	-1197
-397	-618,844	-559	-619,019	-734	-619,278	-993	-619,550	-1265
-339	-618,874	-514	-619,055	-695				
-354	-619,327	-519	-619,507	-699				
-331	-619,777	-477	-619,960	-660	-620,238	-938	-620,534	-1234
-302	-619,911	-439	-620,080	-608	-620,354	-882	-620,676	-1204
-171	-620,111	-295	-620,230	-414				
-161	-620,351	-253	-620,480	-382	-620,743	-645		
-104	-620,466	-168	-620,582	-284	-620,722	-424	-621,013	-715
-66	-620,820	-114	-620,910	-204	-621,067	-361	-621,251	-545
-46	-621,121	-78	-621,184	-141	-621,356	-313		
-35	-621,378	-53	-621,418	-93	-621,554	-229		
-29	-621,433	-43	-621,462	-72	-621,574	-184	-621,574	-184
-19	-621,686	-26	-621,708	-48	-621,803	-143	-621,803	-143

Rys. 8. Wartości obniżenia stropu w mm.
Figure 8. Values of roof deformation in mm.

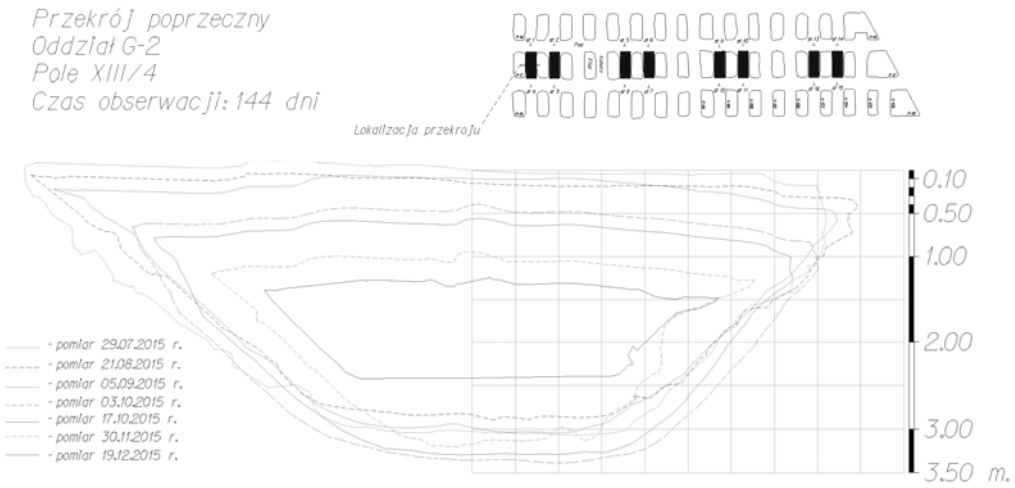


Rys. 9. Wykres obniżeń punktów pomiarowych w kolejnych seriach –Pas 16.
Figure 9. Graph of control points drops in next series – belt 16.

Dane przedstawione w formie tabelarycznej czy wykresów odzwierciedlają oczywiście skalę zjawiska, ale nie pozwalają spojrzeć na nie z szerszej perspektywy, bardziej kompleksowo. Dopiero za pomocą wizualizacji 3D jesteśmy w stanie dostrzec elementy, które umkną nawet podczas faktycznego pobytu na dole kopalni. Poniżej widoczny efekt pomiaru 3D odzwierciedlający obniżenie stropu pomiędzy dwiema seriami pomiarowymi.



Rys. 10. Wizualizacja 3D wyników pomiaru.
Figure 10. Visualization of results in 3D mode.



Rys. 11. Przekrój pokazujący zaciskanie wyrobisk.
Figure 11. Cross-section showing excavation tightening.



Rys. 12. Przekroje filara wykonane w pdf 3D.
Figure 12. Cross-section of pillar in pdf 3D.

3. PODSUMOWANIE

Przedstawiony proces monitoringu zjawisk zachodzących w górotworze z zastosowaniem technologii skanowania laserowego z pewnością stanowi doskonały materiał do przeprowadzenia dalszych, dużo bardziej szczegółowych analiz. Jesteśmy pewni, że specjalistom z różnych dziedzin, na podstawie zebranych przez nas danych, uda się znaleźć korelację pomiędzy deformacjami na powierzchni, konwergencją w wyrobiskach górniczych, a wstrząsami górotworu, co pozwoliłoby na zupełnie nowe podejście do profilaktyki przeciwwstrząsowej. Z punktu widzenia pracy mierniczego górniczego, możemy stwierdzić, że założony na początku cel dotyczący wypracowania optymalnej technologii pomiaru i ścieżki opracowania wyników, został osiągnięty. Możliwością opracowania wyników zainteresowaliśmy studentów piątego roku Wydziału Geodezji Górniczej i Inżynierii Środowiska Akademii Górniczo Hutniczej. Patrząc z perspektywy czasu, miesięczna praktyka zawodowa, zakończona rok później obroną pracy magisterskiej, staje się w dziale mierniczym O/ZG „Lubin" standardem. Podczas laserowego monitoringu deformacji nasunął się pomysł na wykorzystanie skaningu mobilnego do przeprowadzenia analogicznych pomiarów. Obecne doświadczenia związane z wykorzystaniem skanera ZEB-1 w oddziale eksploatacyjnym stwarzają ciekawe możliwości. Poprzez zastosowanie nowego urządzenia, chcielibyśmy przede wszystkim dążyć do skrócenia czasu pomiaru przy jednoczesnym zachowaniu jakości danych. Po wykonaniu kilku serii pomiarów testowych możemy stwierdzić, że z optymizmem możemy patrzeć w przyszłość.

Monitoring of Underground KGHM Polska Miedź S.A. O/ZG “Lubin” Excavations’ Deformation Using Laser Scanning Technology

Our experience associated with laser scanning technology which we have gathered since 2013 and long-standing underground mine surveying service, came to conclusion of observing rock mass phenomena related to convergence and shocks influence. As a Survey Department of KGHM Polska Miedź S.A. O/ZG “Lubin”, we’ve been taking periodic, according to mine works progression, measurements of underground XIII/4 excavation site of G-2 department, since July 2015. Attempts to do it so far have had point’s nature. Laser scanning gives us millions of observations. To represent phenomena as best as we can, we decided to use stationary laser scanner. The data we achieve will allow to make accurately description of rock mass phenomena during progression of mine works. After the end of monitoring process we will have a technology which is essential to realize this type of measurements in excavation site area and we will have a path to take for results elaboration.

Doświadczenia KWK „Ziemowit” w utrzymywaniu chodników przyścianowych za frontem ściany

Zbigniew Maroszek
KWK „Ziemowit”

Tomasz Kaczmarczyk
KWK „Ziemowit”

STRESZCZENIE: Artykuł dotyczy zagadnień związanych z utrzymywaniem wyrobisk przyścianowych za frontem eksploatacji. Uzyskanie maksymalnej koncentracji wydobycia, wydajności pracy oraz obniżenia kosztów jest jednym z kluczowych problemów dla każdej z kopalń. Ważnym jest zatem opracowanie optymalnego sposobu utrzymywania wyrobisk przyścianowych w jednostronnym otoczeniu zrobów. Celem takiego działania jest zmniejszenie zakresu i skrócenia czasu robót przygotowawczych. Kopalnia „Ziemowit” z dużym powodzeniem utrzymuje chodniki podścianowe poprzez kotwienie wysokie i stosowane równolegle układanie kasztów, podciągów stalowych oraz stojaków stalowych. Przedstawiono stosowane zabiegi umożliwiające ochronę wyrobisk w sąsiedztwie zrobów na przykładzie rozwiązań stosowanych w kopalni „Ziemowit”.

SŁOWA KLUCZOWE: Utrzymanie chodników przyścianowych, kaszty, kotwienie wysokie, przybierka spągu

1. WSTĘP

Efektywne działania związane z planowaniem wyrobisk korytarzowych opierają się na założeniach minimalizacji robót przygotowawczych poprzez ich właściwe zaprojektowanie. Wykonanie zgodnie z harmonogramem całego zespołu wyrobisk koniecznych dla okonturowania pola ścianowego jest dla kopalń dużym wyzwaniem, zwłaszcza kiedy rejon pokładu nie jest dostatecznie rozpoznany i zdarzają się wyrobiska badawcze, które z uwagi na występowanie zaburzeń nie można wykorzystać jako chodniki przyścianowe. Właściwe zaprojektowanie robót przygotowawczych w celu okonturowania pól ścianowych wymaga uwzględnienia m.in. takich kwestii jak: gabaryty wyrobisk, sposoby wzmocnienia obudowy dla zapewnienia ich stateczności w sąsiedztwie zrobów oraz czy chodniki podścianowe będą utrzymywane za frontem eksploatacji dla ściany następnej.

Wysokowydajne ściany osiągają postępy porównywalne z wykonami drążenia wyrobisk korytarzowych. Z wymienionych względów zagadnienie utrzymywania wyrobisk korytarzowych w jednostronnym otoczeniu zrobów dla ich powtórnego wykorzystania jest dla kopalni zagadnieniem bardzo ważnym. Doświadczenie pokazuje, że utrzymanie wyrobiska przy zro-

bach jest łatwiejsze i mniej kosztowne jeśli już w trakcie drążenia wykonuje się wzmocnienia obudowy i górotworu oraz odpowiednio dobrana jest obudowa podstawowa. Zapewnienie pełnej stateczności obudowy wyrobiska przed frontem eksploatacji praktycznie daje gwarancję jego utrzymania w sąsiedztwie zrobów.

Alternatywą dla utrzymania chodników w jednostronnym otoczeniu zrobów dla następnej ściany jest wykonanie nowego chodnika w optymalnej odległości od zrobów (w kosztach należy uwzględnić straty w złożu pozostawionego filara) [21]. Projektowanie chodników przyścianowych powinna poprzedzać szczegółowa analiza ekonomiczna. Przy wyliczeniu kosztów utrzymania chodnika dla następnej ściany w jednostronnym otoczeniu zrobów należy uwzględniać m.in.: koszt materiałów (prostki stalowe, strzemiona, kotwy, ładunki klejowe, stojaki stalowe, stojaki drewniane, materiał na kaszty), koszt roboczodniówek dla wykonania wzmocnień oraz spągowania utrzymywanych wyrobisk.

Z uwagi na:

- zdecydowanie prostsze realizowanie wymagań przepisów górniczych z zakresu wentylacji, wymaganych gabarytów ruchowych,
- możliwość prowadzenia transportu do chodnika nadścianowego,
- komfort pracy załóg górniczych w rejonach skrzyżowań ściany z chodnikami przyścianowymi,
- ograniczenie możliwości powstania zagrożenia pożarowego,

wskazanym byłoby wykonywanie nowych wyrobisk dla prowadzenia ścian kolejnych.

Jednak z uwagi na:

- konieczność zwiększenia ilości oddziałów robót przygotowawczych dla wykonania dodatkowych wyrobisk oraz związane z tym koszty pozyskania i utrzymania dodatkowych maszyn urabiających oraz odstawczych,
- utrudnienia logistyczne w związku z koncentracją zwiększonej ilości robót przygotowawczych niejednokrotnie w rejonach czynnej eksploatacji,
- utrudnienia w utrzymaniu właściwych parametrów sieci wentylacyjnej przy zwiększonej ilości wyrobisk,
- straty złoża wynikające z konieczności pozostawiania tzw. „płotów" pomiędzy sąsiednimi wyrobiskami – w warunkach KWK „Ziemowit" odległości te muszą wynosić 30––40 m, w zależności od pokładu,
- zwiększone nakłady na wykonanie nowego wyrobiska (koszt utrzymania wyrobiska to około 30% kosztów wykonania nowego),

wskazane jest utrzymanie wyrobiska w jednostronnym otoczeniu zrobów, przy zastosowaniu właściwej technologii oraz w warunkach geologicznych warunkujących spełnienie założonych funkcji wyrobiska.

2. WPŁYW EKSPLOATACJI NA OBUDOWĘ CHODNIKÓW PRZYŚCIANOWYCH

Na podstawie doświadczeń z eksploatacji w poszczególnych pokładach, w warunkach kopalni „Ziemowit" możliwe jest utrzymanie wyrobisk przyścianowych w jednostronnym otoczeniu zrobów w celu ich wykorzystania dla eksploatacji ścianą następną we wszystkich pokładach (206, 207, 208 i 209) z wyjątkiem pokładu 308. Żadne nakłady finansowe na wzmocnienie obudowy w tym pokładzie nie pozwalają na utrzymanie wyrobisk przyścianowych w jednostronnym otoczeniu zrobów na długości powyżej 150 m i w okresie dłuższym niż 6 miesięcy. Dla eksploatacji kolejnych ścian w pokładzie 308 konieczne jest wykonywanie nowych wyrobisk z minimalnym filarem 25 m [21].

Analizując zagadnienia związane z metodami wzmocnienia wyrobisk w jednostronnym otoczeniu zrobów należy pamiętać o celu głównym, jakim jest konieczność zachowania jak największego prześwitu w świetle utrzymywanego wyrobiska dla zapewnienia właściwych jego funkcji, głównie wentylacyjnej i komunikacyjnej oraz zapewnienia odpowiedniego bezpieczeństwa i komfortu pracy pracowników zatrudnionych w rejonie eksploatacji.

Prace związane z utrzymaniem wyrobisk przyścianowych dla eksploatacji ścianą kolejną można podzielić na kilka etapów [14], [18]: drążenie wyrobiska w obudowie o założonej podporności, wzmacnianie górotworu i obudowy w trakcie wykonywania wyrobiska lub w możliwie najkrótszym czasie po jego wydrążeniu, wykonywanie dodatkowego wzmocnienia obudowy wyrobiska bezpośrednio przed i za postępującym frontem ściany.

Wyrobiska korytarzowe pełnią różnego rodzaju funkcje [9], na przykład: przewozowe, transportowe, wentylacyjne. Funkcje te (najczęściej kilka w okresie swojego istnienia) zarówno w fazie drążenia jak i późniejszego wykorzystania wyrobiska do konkretnych celów (na przykład jako chodniki przyścianowe) należy uwzględnić projektując wyrobisko poprzez określenie niezbędnych gabarytów w całym okresie istnienia z uwzględnieniem możliwego zaciskania, wypiętrzania spągu, wielkości ciśnień (wpływu eksploatacji na chodniki przyścianowe) lub deformacji i korozji (chodniki o długim okresie utrzymania). Oczywiście istnieje możliwość odtworzenia wyrobiska poprzez wykonanie przebudowy (są to roboty niezwykle niebezpieczne i nieekonomiczne) lub dodatkowego zabezpieczenie jego obudowy [6].

Z uwagi na zapewnienie funkcjonalności wyrobiska, zasadniczym celem obudowy jest zachowanie wymaganych wymiarów przekroju poprzecznego wyrobiska w całym założonym okresie jego użytkowania co jest związane z zapewnieniem odpowiedniej jej nośności [17].

Wyrobiska przygotowawcze w kopalni „Ziemowit" są wyrobiskami specyficznymi. Na etapie drążenia zwykle nie są poddane działaniu dużych ciśnień (oczywiście zależy to od warunków lokalnych). Zwiększone oddziaływanie deformacyjne na tego typu wyrobiska zaczyna się przed frontem ściany eksploatacyjnej i nasila w miarę jej zbliżania [10], [11]. Z punktu widzenia utrzymywania chodnika za frontem eksploatacyjnym najistotniejszym jest odpowiednie zabezpieczenie chodnika zanim chodnik znajdzie się w strefie eksploatacyjnej (zwanej często strefą ciśnień eksploatacyjnych) [1], [5]. Z uwagi na zastosowane maszyny oraz sprzęt na skrzyżowaniu ściany z chodnikiem podścianowym część wzmocnień jest budowana dopiero za frontem ściany możliwie jak najszybciej. Brak odpowiednich i odpowiednio wcześnie zabudowanych wzmocnień obudowy może skutkować jej nadmiernymi deformacjami, które w sposób wydatny ograniczają jej wartość nośną już w okresie utrzymywania za ścianą [3], [12]. Do największych oddziaływań górotworu na obudowę wyrobiska dochodzi około 100 m przed frontem ściany chodnika nadścianowego, kiedy chodnik znajduje się po raz drugi w strefie ciśnień eksploatacyjnych [4].

3. ROZWIĄZANIA STOSOWANE W WYROBISKACH PRZYŚCIANOWYCH POPRAWIAJĄCE EFEKTYWNOŚĆ DZIAŁANIA OBUDOWY STALOWEJ

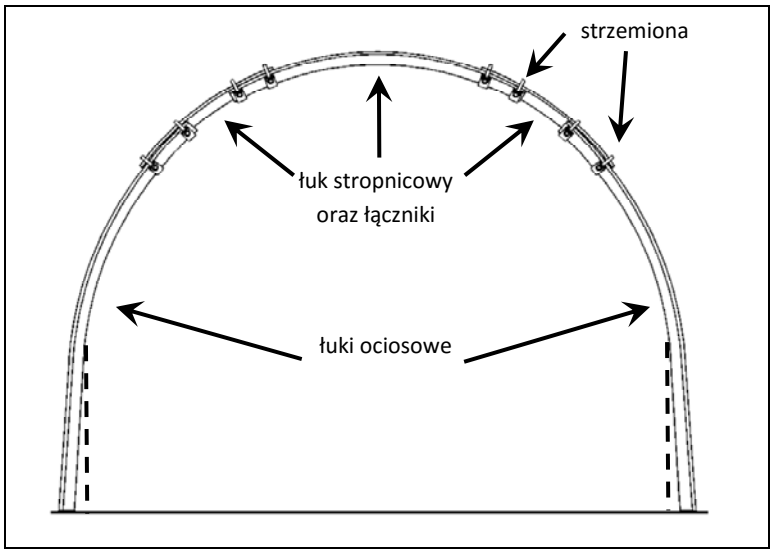
3.1. Nowa konstrukcja obudowy łukowej

Mając na uwadze poprawę efektywności robót związanych z utrzymaniem chodników w jednostronnym otoczeniu zrobów, w odniesieniu do tradycyjnej obudowy wykonanej na bazie odrzwi łukowo podatnych typu ŁP wg PN-G-15000/-01, w kopalni „Ziemowit" podjęto decyzję o zastosowaniu nowej konstrukcji odrzwi, lepiej dostosowanej do warunków geologiczno-górniczych panujących w kopalni. Ta nowa konstrukcja to odrzwia łukowe o ograniczonej po-

datności oznaczone skrótem ŁPOC, produkcji Huty Łabędy. Konstrukcja odrzwi została opracowana we współpracy Huty Łabędy, kopalni i Głównego Instytutu Górnictwa (poddana pełnemu procesowi badań stanowiskowych i certyfikacji) uzyskała certyfikat uprawniający do oznaczenia znakiem bezpieczeństwa Ⓑ (Certyfikat GIG nr B/2268/2012). Do grudnia 2015 roku kopalnia „Ziemowit" wykonała około 13 km chodników przyścianowych w obudowie ŁPOC w pokładzie 209.

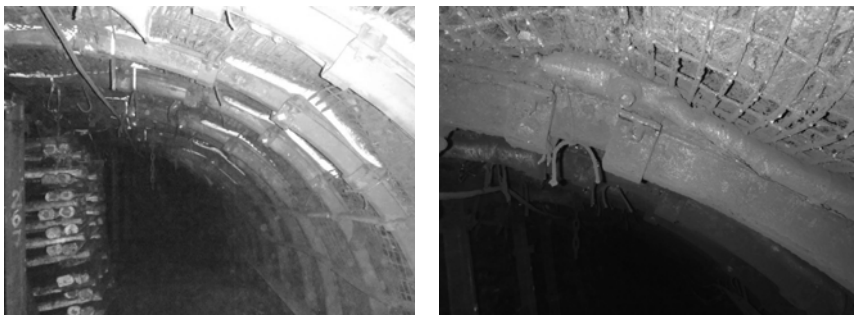
Odrzwia ŁPOC przeznaczone są do wykonywania obudów zabezpieczających wyrobiska korytarzowe w warunkach wzmożonych ciśnień ociosowych i spągowych oraz w warunkach zagrożenia wstrząsami. Odrzwia ŁPOC składają się z jednego łuku stropnicowego, dwóch łuków łącznikowych oraz dwóch identycznych łuków ociosowych (Rys. 1). Odwiedziony łuk ociosowy w kierunku wyłomu, dostosowany jest do zwiększonych naprężeń ociosowych, co zapewnia pewien zapas szerokości konieczny ze względu na zaciskanie wyrobisk. Cechy tej nie posiadają najczęściej dotychczas używane, tradycyjne odrzwia ŁP typoszeregu A. W trakcie pracy odrzwi łukowych podatnych ŁP zaobserwowano, że zsuwy w złączach występują w trudnym do oszacowania momencie i często przy stosunkowo niskich obciążeniach, przez co niedostatecznie wykorzystany jest potencjał nośny kształtownika.

Pod wpływem ciśnień statycznych lub dynamicznych odrzwia obudowy ŁPOC mogą ulec zaciśnięciu jedynie na ograniczonym odcinku, tj. do momentu złączenia się płaszczyzn poprzecznych kształtownika łuków ociosowych i łuku stropnicowego, kiedy to odrzwia zaczynają pracować jak obudowa sztywna.



Rys 1. Schemat kompletnych odrzwi ŁPOC
Figure 1. Schematic of complete support frame ŁPOC

Po przejściu frontu ściany w chodniku podścianowym od strony calizny nie wystąpiły zsuwy w złączach lub wystąpiły w części podatnej odrzwi na odcinku od kilku do kilkudziesięciu centymetrów (Rys. 2).



Rys 2. Odrzwia obudowy ŁPOC zabudowane w chodniku od strony calizny ściany kolejnej
Figure 2. Support frame ŁPOC mounted in the roadway from the side next longwall

Od strony ociosu zawałowego odrzwia uległy zaciśnięciu w części podatnej od kilkunastu do kilkudziesięciu centymetrów, a miejscami na całej długości. Jednak odrzwia obudowy przenoszą całkowicie obciążenia nie deformując się.

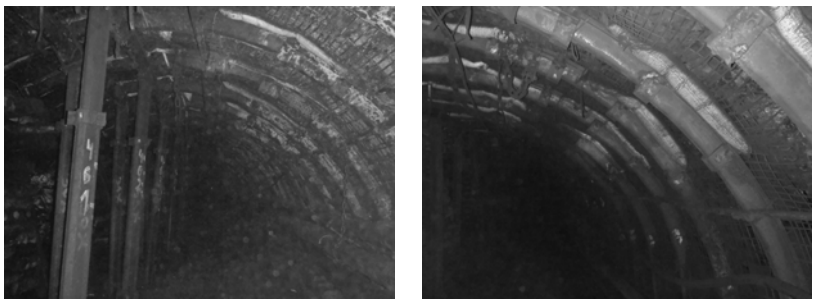
Obudowa ŁPOC jak do tej pory wykazuje wysoką przydatność w chodnikach utrzymywanych w jednostronnym otoczeniu zrobów.

3.2. Wykładka mechaniczna

Warunkiem prawidłowej pracy odrzwi obudowy jest wykonanie za łukiem stropnicowym obudowy pełnej wykładki, która zapewnia równomierny rozkład obciążeń odrzwi. Brak lub niestaranne wykonanie wykładki powoduje rozluźnienie skał stropowych, wzrost obciążeń działających na obudowę, a często bardzo niekorzystne punktowe obciążenie odrzwi i trwałą deformację ich elementów.

Zazwyczaj obudowa wyrobiska korytarzowego bezpośrednio po jej wykonaniu rzadko przylega do wyłomu na całym obwodzie. Wynika to z konieczności powiększenia wyłomu z uwagi na zabudowę opinki w postaci siatek zaczepowych rozpowszechnionych obecnie w technologii zabudowy przodka oraz zarówno z niedokładności pracy maszyny urabiającej jak i z błędów jej operatora. Chodniki projektowane do utrzymywania powinny być szczególnie starannie wykonywane, bardzo ważne jest zapewnienie natychmiastowej podporności obudowy [13].

Kopania „Ziemowit" podjęła działania nad wdrożeniem wykładki mechanicznej do systemu zabudowy obudowy. W systemie tym zamiast ręcznie wykonywanej wykładki ze skał płonnych lub drewna, przestrzeń pomiędzy wyrobiskiem w wyłomie a obudową wypełnia się rękawem wykonanym ze specjalnej tkaniny, wypełnionym spoiwem mineralnym (Rys. 3). Zastosowanie technologii mokrych wymaga niezwykle sprawnego systemu dostaw. Materiał niezbędny do wykonania wykładki mechanicznej musi być transportowany na czas w określone miejsce w rejonie przodka.



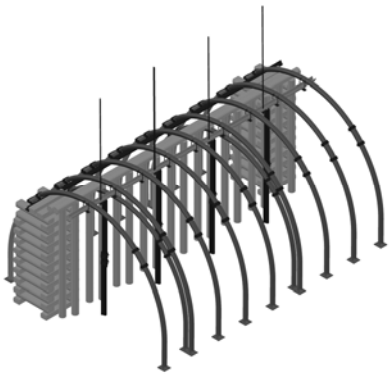
Rys. 3. Wykładka mechaniczna w chodniku podścianowym
Figure 3. Lining of mineral binder in the longwall gate road

3.3. Dodatkowe wzmocnienie obudowy wyrobisk przyścianowych

Wszystkie działania czynione w celu utrzymania chodnika powinny prowadzić do ograniczenia zaciskania wyrobiska i deformacji obudowy. Jednak działania te generują znaczne koszty. W związku z tym kopalnia prowadzi ciągłe poszukiwania nowych rozwiązań technologicznych pozwalających lepiej chronić wyrobiska przyścianowe utrzymywane w otoczeniu zrobów.

Utrzymywanie chodników podścianowych odbywa się w Kopalni poprzez połączenie kilku sposobów wzmocnienia obudowy wyrobiska (Rys. 4):

- prostki z kształtownika „V" zabudowane w osi wyrobiska przykotwione maks. co 2,0 m kotwami strunowymi o długości około 7,0m pomiędzy odrzwiami obudowy,
- kaszty z podkładów staroużytecznych, budowane bezpośrednio za przenośnikiem ścianowym od strony ociosu ścianowego z maksymalnym rozstawem co 5,0m,
- stojaki stalowe typu SV29 zabudowane co 3,0 m w osi chodnika,
- podciągi drewniane lub stalowe budowane po stronie ociosu ściany podbudowane stojakami drewnianymi lub stalowymi,
- jak również w utrudnionych warunkach nowe odrzwia zabudowane pod już istniejącymi.



Rys. 4. Sposób utrzymania chodnika przyścianowego
Figure 4. The method of maintenance longwall road

Na kopalni stosuje się również zmodyfikowane w stosunku do powyższego systemy wzmocnienia obudowy zasadniczej chodnika za frontem ściany:

- stojaki stalowe typu SV29 lub Valent zabudowane pod podciągiem stalowym kotwionym (zabudowanym w osi chodnika), w rozstawie maks. co 2 łuk obudowy ŁP (maks. co 1,5 m),
- stojaki stalowe typu SV29 lub Valent zabudowane pod podciągiem stalowym od strony ociosu ścianowego, w rozstawie maks. co 4 łuk obudowy ŁP (maks. co 3 m),
- kaszty z podkładów lub z drewna bukowego wypełniane spoiwem w rozstawie co 5,0 m.

Ponadto zabudowane wcześniej przed frontem ściany lub po wydrążeniu wyrobiska:

- kotwy strunowe lub linowe o długości około 7,0 m zabudowane maks. co 2,0 m w osi wyrobiska pomiędzy odrzwiami obudowy poprzez podciąg stalowy z kształtownika V,
- podciąg stalowy zabudowany powyżej strzemion obudowy ŁP chodnika, zlokalizowany zależnie od położenia napędu przenośnika ścianowego w chodniku, budowany na zakładkę 2 odrzwi obudowy, przykręcony do każdej stropnicy, z wyprzedzeniem min. 15 m przed frontem ściany,
- w miejscach przewidywanych utrudnionych warunków geologiczno-górniczych (krawędzie, uskoki) drugi rząd kotew strunowych lub linowych o długości od 7,0 m do 9,0 m zabudowanych maks. co 2,0 m w osi wyrobiska pomiędzy odrzwiami obudowy poprzez podciąg stalowy z kształtownika V.

Kotwienie wysokie (Rys. 5) ma na celu przypięcie skał znajdujących się wewnątrz naturalnego sklepienia ciśnień do skał położonych poza jego zasięgiem (spięcie warstw leżących w zasięgu kotwi), zwiększenie spoistości skał, zwłaszcza w skałach spękanych. Zastosowanie kotwienia wysokiego w celu dodatkowego zabezpieczenia wyrobiska przyścianowego eliminuje konieczność stosowania dodatkowych wzmocnień podporowych (podciągów podpartych na skrzyżowaniu ściany z chodnikiem podścianowym i wzmocnień podporowych przed frontem ściany), które to podparcie utrudnia przekładkę przenośnika i zmniejsza postęp ściany. Technologia wzmocnienia obudowy chodnika kotwami strunowymi o długości 7,0 m pomiędzy odrzwiami obudowy poprzez podciąg stalowy z kształtownika V, wykonywana z wyprzedzeniem, poprawia bezpieczeństwo robót na skrzyżowaniu chodnika przyścianowego ze ścianą w postępie.

Jak wynika z doświadczeń kopalni wykonanie dodatkowego wzmocnienia chodników przyścianowych kotwami strunowymi bardzo dobrze sprawdza się w technologii utrzymania ich gabarytów ruchowych dla następnej ściany.



Rys. 5. Kotwienie wysokie przez podciąg stalowy kotwami o długości 7,0 m
Figure 5. Anchoring high by substring steel anchors with a length of 7.0 m

Kopalnia podjęła również próby wykorzystania kotwienia wysokiego do spięcia warstw stropu, kotwami zabudowanymi między odrzwiami obudowy w chodniku przyścianowym (Rys. 6). Odcinek z zabudowanymi kotwami obecnie znajduje się w chodniku podścianowym za frontem ściany. W miejscu zabudowy nie stwierdzono oznak nadmiernego obciążenia obudowy. Ostatecznie przydatność takiego kotwienia będzie zweryfikowana w trakcie wykorzystania wyrobiska jako chodnika nadścianowego dla następnej ściany.



Rys. 6. Kotwienie wysokie między odrzwiami obudowy kotwami o długości 7,0 m
Figure 6. Anchoring high between frame of support anchors with a length of 7.0 m

Tradycyjne metody wspomagające utrzymywanie chodników przyścianowych, polegające na stosowaniu wzmocnienia w postaci: kasztów, podciągów, przykatwiania łuków obudowy lub górotworu kotwami stalowymi okazują się niekiedy zbyt mało efektywne i dochodzi do degradacji wyrobiska. Z tego powodu Kopalnia prowadzi ciągłe poszukiwania nowych rozwiązań technologicznych pozwalających lepiej chronić wyrobiska przyścianowe utrzymywane w otoczeniu zrobów.

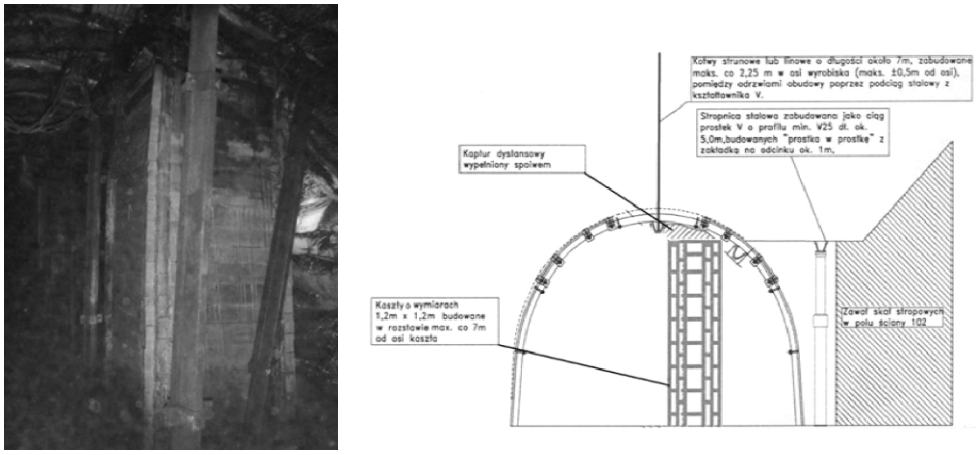
W związku z uruchomieniem w latach 90-tych przez kopalnię „Ziemowit" wysoko wydajnej ściany o wysokości około 4,0 m i wybiegu ponad 2,5 km, zaistniała potrzeba opracowania efektywnego rozwiązania wzmocnienia chodnika podścianowego, pozwalającego utrzymywać go w stanie umożliwiającym jego wykorzystanie podczas eksploatacji pokładu następną ścianą. Minimalna wysokość utrzymywanego przy zrobach chodnika, aby mógł on pełnić swoje funkcje dla następnej ściany powinna wynosić około 3,5 m [15].

Wcześniejsze doświadczenia z utrzymywaniem chodników w pokładzie 209 za frontem eksploatacji nie przemawiały za możliwością zastosowania tradycyjnych rozwiązań. Kopalnia „Ziemowit" dokonała szczegółowej analizy wszystkich przytoczonych możliwości ochrony uwzględniając także możliwości dostarczenia właściwej ilości materiałów do budowy pasa i czasochłonności technologii w dostosowaniu do założonych postępów ściany. Kopalnia z pomocą Katedry Górnictwa Podziemnego AGH opracowała własne rozwiązanie ochrony wyrobiska. Rozwiązanie to umożliwiało znaczne obniżenie materiałochłonności i czasochłonności wykonywania wzmocnienia w postaci betonowych podpór – słupów [7].

Słupy stawiane były bezpośrednio za przenośnikiem ścianowym, po wykonaniu czynności przekładki. Szybkowiążący beton i wykonywanie słupów w bliskiej odległości czoła ściany pozwalały na wystarczający przyrost wytrzymałości, zanim rozpoczynała się konwergencja przestrzeni po wybranym pokładzie. Pozwalało to na przejęcie przez słup obciążenia pochodzącego od warstw stropowych w bliskim sąsiedztwie czoła ściany i zapobiegało dezintegracji

wspornika stropowego. Zapewnienie tak szybkiego podparcia wspornika, nie byłoby możliwe przy zastosowaniu systemu ochrony z pasem podsadzkowym.

W kopalni „Ziemowit" w najtrudniejszych warunkach budowane są odcinkowo zabezpieczenia chodnika utrzymywanego za frontem ściany w postaci drewnianych górniczych słupów podpornościowych (stosów) ośmiopunktowych, z zastosowaniem skośnych zacięć węgłowych, o wymiarach zewnętrznych 1,2×1,2 m (Rys. 7). Słupy (kaszty) o wysokości około 3,5 m wykonane z elementów modułowych (6 sztuk w warstwie) o wymiarach 1,2×0,085 (0,095 mm)×0,15 m. Konstrukcja stosu (szczelność) umożliwia zwiększenie jego podporności poprzez wypełnienie stosu materiałem (spoiwem mineralno-cementowym) bez konieczności dodatkowego uszczelniania. Wypełnienie pustki pomiędzy ostatnim rzędem modułów w kaszcie a stropem wykonuje się za pomocą kapturów dystansowych wypełnianych spoiwem. Rozstaw kasztów wynosi 5,0 m (licząc od osi kasztów) i może ulec zmianie w zależności od rezultatów zastosowanych zabezpieczeń, tj. stanu wyrobiska utrzymywanego w jednostronnym otoczeniu zrobów. Zabudowę ciągłą kasztów stosuje się tylko w najtrudniejszych warunkach górniczo-geologicznych.



Rys. 7. Kaszty (słupy) wypełnione spoiwem pod odrzwiami obudowy
Figure 7. Prop pillar located under frame support

Słupy (kaszty) posiadają podporność na poziomie co najmniej 440 t przy ściśliwości poniżej 5%. Kaszty budowane są za ścianą w chodniku w przestrzeni od osi chodnika w kierunku zrobów ściany. Kaszty te wypełniane są spoiwem mineralno-cementowym o wytrzymałości końcowej (tj. po 28 dniach) na poziomie 45 do 50 MPa. W rezultacie uzyskuje się stosunkowo sztywną podporę, której podporność winna kształtować się na poziomie powyżej 1000 t.

Technologia wzmocnienia chodników przyścianowych utrzymywanych w jednostronnym otoczeniu zrobów z zastosowaniem kasztów (stosów) z drewna twardego (przystosowanego do pracy jako element konstrukcyjny) znacząco wpływa na wzrost efektywności stosowanych rozwiązań. Podporność zwykłego, dotychczas stosowanego kasztu czteropunktowego z podkładów kolejowych jest około 10 krotnie mniejsza od kasztu z drewna twardego. Całość robót związanych z wygradzaniem przestrzeni roboczej, układaniem kasztów oraz ich wypełnianiem realizowana jest zazwyczaj przez brygadę liczącą 3 osoby. Specjalna konstrukcja i materiał oraz dokładne przyleganie elementów całą powierzchnią jak również wypełnienie kasztu spoiwem istotnie zwiększa podporność takiej konstrukcji.

3.4. Wypiętrzanie skał spągu wyrobiska

Do podstawowych czynników sprzyjających utrzymaniu chodników w określonych przepisami gabarytach i umiarkowanej ich deformacji należy obecność mocnych i nienaruszonych skał w spągu wyrobiska. Warunki te są spełnione, jeśli spąg wyrobiska tworzą piaskowce. Intensywność deformacji, a zwłaszcza wypiętrzania skał spągowych znacznie rośnie, jeśli spąg tworzą skały ilaste (występujące najczęściej na kopalni „Ziemowit").

Wypiętrzanie skał spągowych wyrobisk korytarzowych, a w szczególności wyrobisk jakimi są chodniki przyścianowe stanowi zasadniczy problem techniczny i ekonomiczny (Rys. 8). Przywrócenie niezbędnej wysokości wyrobisk wymaga wykonania kłopotliwej pobierki spągu. Zdarza się również, że przemieszczające się do wyrobiska warstwy spągowe powodują przesuwanie stóp podporowych oraz wygięcie łuków ociosowych odrzwi obudowy, doprowadzając do deformacji profilu i obniżenia jego parametrów nośnych.

W związku z wymienionymi problemami, korzystnie jest, już na etapie projektowania wielkości przekroju wyrobisk, prognozować wielkość wypiętrzania. Znajomość zasięgu strefy skał spągowych biorących udział w przemieszczeniach pozwala projektować odpowiednie działania dla opanowania tego niekorzystnego zjawiska [8].



Rys. 8. Wypiętrzony spąg w chodniku przyścianowym
Figure 8. Upheaval of bottom masses longwall roadway

Z doświadczeń kopalń, które borykają się z wypiętrzaniem skał spągowych wynika, że próby opanowania tego zjawiska można podzielić zasadniczo na trzy grupy [20]:

- górnicze, poprzez skrócenie czasu utrzymywania wyrobiska [10], stosowanie obudowy zamkniętej, wykonanie pobierki skał,
- geomechaniczne, poprzez wytworzenie strefy odprężonej w spągu i ociosach wyrobisk lub poprzez wzmocnienie skał osiągane iniekcjami spoiw bądź kotwieniem skał spągowych,
- odwadnianie skał spągowych poprzez zagęszczenie budowanych rząpi. Woda może powodować pęcznienie skał, rozmakanie skał, zmniejszać tarcie na granicy wytworzonych płyt i bloków co ułatwia ich ruch do wyrobiska. Nowe pęknięcia stanowią drogę filtracji wody. W związku z pęcznieniem i pełzaniem mokrych łupków mogą rozwinąć się znaczne ciśnienia statyczne na obudowę.

Po przeanalizowaniu możliwości zmierzających do ograniczenia wypiętrzania skał spągowych, uwzględniając przy tym warunki górniczo-geologiczne, teorie mechanizmu wypiętrzania skał spągowych, dotychczasowe doświadczenia kopalń w tym zakresie, można stwierdzić [19]:

- wyrobiska korytarzowe wykonywane są w obudowie otwartej, posadowionej na spągu, co powoduje, że najszersza odsłonięta powierzchnia nie jest zabezpieczona. W przypadku dużych ciśnień górotworu, niekorzystna jest koncentracja naprężeń występujących w ociosach w bezpośrednim sąsiedztwie wyrobiska. Naprężenia te przekazywane są na skały spągowe. Powstające w strefie wypiętrzania skał naprężenia przekraczające wartości wytrzymałości skał spągowych prowadzą do zniszczenia struktury warstw skalnych i ich wypiętrzania do wyrobiska,
- pobierki spągu prowadzą do naruszania stanu równowagi pogarszając warunki współpracy obudowy z górotworem, jednak są obecnie najbardziej rozpowszechnioną formą zapobiegania skutków wypiętrzania skał spągowych,
- strzelanie w spągu i ociosach, wywołujące odprężenie skał, zmniejszenie koncentracji naprężeń wytwarza strefę odprężoną. Po strzelaniu w skałach otaczających wyrobisko następuje zmniejszenie koncentracji naprężeń i odsunięcie ciśnień od konturu wyrobiska w głąb górotworu. W wyniku takich działań opóźnione zostaje wypiętrzenie skał. Po pewnym jednak czasie ciśnienia w strefie odprężonej odbudowują się i wypiętrzanie może powracać ze znacznym nasileniem,
- iniekcyjne wzmacnianie skał z wykorzystaniem spoiw poliuretanowych jest zabiegiem stosunkowo drogim i kłopotliwym do wykonania w chodnikach przyścianowych za frontem ściany.

Biorąc powyższe doświadczenia pod uwagę, w chodniku przyścianowym podjęto decyzję o wykonaniu odcinków próbnych zapobieżenia wypiętrzaniu skał spągowych. Próby polegały na:

- wykonywaniu robót strzałowych w spągu chodnika otworami o długości 1,5 m oraz otworami o długości 3,0 m.
- wykonaniu tzw. szycia spągu chodnika za pomocą kotew strunowych o długości 7 m oraz o długości 11 m.

Szycie spągu polegało na wywierceniu serii otworów na dwóch odcinkach po 15 m o długości 7 m i 15 m we wzajemnej odległości od siebie 2 m pod kątem 45°. Na wyznaczonym odcinku rozwinięto siatkę bazaltową o wymiarach 2×15 m. Do wywierconych otworów wprowadzono kotwy strunowe o długości odpowiednio 7 m i 11 m poprzez otwory wykonane w szynach położonych na spągu, a otwory z kotwą wypełniono spoiwem mineralno-cementowym.

Niebezpieczeństwo tego typu zabiegów jest związane z możliwością przeniesienia naprężeń z ociosów na obudowę chodnika powiększając możliwość jej deformacji.

W chwili obecnej po sześciu miesiącach od wykonania prób za frontem ściany będącej w postępie nie zaobserwowano znaczącej różnicy na tych odcinkach a pozostałym chodnikiem w bliskim sąsiedztwie wykonywanych prób. Jednak zwykle wypiętrzenie skał zachodzi w okresie późniejszym i pogłębia się przed kolejną ścianą i dopiero wówczas będzie można określić jaki był efekt wykonanych zabiegów.

WNIOSKI

Podsumowując powyższe rozważania oraz uwzględniając warunki górniczo-geologiczne pokładów oraz parametry geotechniczne górotworu otaczającego można sformułować kilka wnios-

ków ogólnych, które pozwolą właściwie dobrać sposób zabezpieczeń dla chodników utrzymywanych za frontem eksploatacji [18]:

a) w przypadku słabo zwięzłych skał stropu bezpośredniego, wyprzedzające kotwienie jako dodatkowe zabezpieczenie chodników należy rozpocząć przed frontem eksploatacji, tj. przed spodziewanymi ciśnieniami eksploatacyjnymi (minimum 60m przed ścianą), najlepszy efekt można uzyskać gdy kotwienie odbywa się już na etapie drążenia wyrobiska w przodku chodnikowym,
b) należy zapewnić maksymalną sztywność podparcia lub podwieszenia odrzwi z wypiętymi łukami ociosowymi na skrzyżowaniu ściany z chodnikiem,
c) liczba odrzwi z jednocześnie wypiętymi łukami powinna zostać zredukowana do minimum, a ponowny montaż łuków ociosowych należy realizować najwcześniej jak to jest możliwe, posadawiając je na podkładkach na twardym spągu,
d) w przypadku słabo zwięzłych skał stropu bezpośredniego, poprawę parametrów przed ścianą można uzyskać poprzez „klejenie" za pomocą iniekcji z wykorzystaniem środków chemicznych,
e) utrzymanie chodnika za ścianą wymaga podparcia stropu od strony zawału w polu wygrodzonym w ścianie z zachowaniem następujących warunków:
   - przed ścianą oraz bezzwłocznie bezpośrednio za ścianą należy wykonać odpowiednio sztywne wzmocnienie gwarantujące zminimalizowanie deformacji, a także ewentualnych spękań stropu oraz niszczenia szczelnej wykładki,
   - ww. wzmocnienia powinny zagwarantować utrzymanie stropu przez około 24 godziny bez istotnych deformacji belki wspornikowej,
   - w następnej kolejności należy zabudować zabezpieczenie chodnika w postaci podpór o dużej wstępnej nośności [2], których końcowa wytrzymałość (maks. po 100m za frontem ściany) powinna zagwarantować przeniesienie spodziewanych obciążeń aż do momentu jego likwidacji za frontem kolejnej ściany.
f) prace nad wzmocnieniem chodników przyścianowych są niezwykle istotne i im wcześniej wykonane tym lepszy przynoszą efekt. Zabudowa kotwienia wysokiego za postępującym przodkiem (już praktykowana na kopalni „Ziemowit") obecnie wykonywana po wydrążeniu wyrobiska, drążenie chodników w obudowie dostosowanej do trudnych warunków panujących w jednostronnym otoczeniu zrobów (takiej jak na przykład ŁPOC), nowe technologie wzmocnienia chodników przyścianowych (na przykład kaszty wypełnione spoiwem, zwielokrotnienie udziału kotwienia wysokiego, dodatkowe spięcie kotwami skał stropowych) są kierunkami, w których podąża kopalnia „Ziemowit".
g) z opisanych względów powinno się prowadzić ciągłe poszukiwania nowych rozwiązań technologicznych pozwalających lepiej chronić wyrobiska przyścianowe utrzymywane w otoczeniu zrobów.

LITERATURA

[1] Chudek M., Janiczek K., Plewa F.: Materiały w budownictwie geotechnicznym. Gliwice 2001.
[2] Bednarek. Ł.: System monitoringu stateczności wyrobiska korytarzowego zlokalizowanego na dużej głębokości. Logistyka (2013).
[3] Kabiesz J., Konopko W.: Deformacje chodnika przyścianowego przed postępującym frontem ściany. Prace naukowe Instytutu Geotechniki i Hydrotechniki Politechniki Wrocławskiej, 1995.

[4] Konopko W., Kostyk T., Żywirski K.: Sposób wykonywania i utrzymywania chodników przyścianowych w warunkach wzmożonych ciśnień górotworu lub zagrożenia tąpaniami. Przegląd Górniczy nr 2, 1985.
[5] Korzeniowski W.: Współczesne metody pomiarów geomechanicznych in situ z inteligentną akwizycją danych. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, wyd. CPPGSMiE PAN –Sympozja i konferencje. Kraków, 1993.
[6] Maroszek Z., Siodłak Ł., Moszko M.: Możliwości ograniczenia wykonywania przebudów obudowy wyrobisk korytarzowych na przykładzie KWK Ziemowit 8 XXIV Szkoła Eksploatacji Podziemnej 23-27 lutego 2015.
[7] Niełacny P.: „Dobór technologii utrzymania wyrobisk przyścianowych w jednostronnym otoczeniu zrobów na podstawie pomiarów przemieszczeń górotworu" – praca doktorska.
[8] Niełacny P., Setlak K., Siodłak Ł.: Sposoby zabezpieczania wyrobisk korytarzowych przed wypiętrzaniem spągu w KWK „Ziemowit" – Przegląd Górniczy 7-8/2008.
[9] Niełacny P., Stefaniak R., Pajor M., Moszko M., Wieczorek K.: Wyrobiska podziemne i ich funkcje - doświadczenia dołowe kopalni węgla kamiennego Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej lata 1992 - 2013. Całość materiałów. : Szkoła XXI (2012).
[10] Moszko M.: Zjawisko utraty stateczności pokładu w otoczeniu utworów skalnych charakteryzujących się własnościami reologicznymi. Budownictwo Górnicze i Tunelowe 2012, nr 1.
[11] Piechota S.: Podstawowe zasady i technologie wybierania kopalin stałych, Część I. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Kraków 2003.
[12] Prusek S., Kostyk T.: Prognoza zaciskania chodników przyścianowych. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. Miesięcznik WUG nr 1, 2003.
[13] Prusek S., Skrzyński K.: Model obudowy i otoczenia chodnika przyścianowego. Przegląd Górniczy nr 7–8, 2008.
[14] Prusek S.: Możliwości monitoringu obudowy wyrobisk korytarzowych. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. Miesięcznik WUG nr 9, 2008.
[15] Prusek S.: Wyznaczanie zależności do prognozowania zaciskania chodników przyścianowych. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, Miesięcznik WUG, nr 1/2003.
[16] Rak Z., Stasica J., Stopyra M.: Technologia wzmacniającego kotwienia górotworu z wykorzystaniem lin w kopalniach węgla kamiennego. Wiadomości Górnicze 12/1996.
[17] Sałustowicz A.: Zarys mechaniki górotworu. Wydanie I, Katowice 1965.
[18] Setlak, K., Moszko M., Siodłak Ł. Badanie przemieszczeń obudowy łukowej za pomocą systemu Monsupport w KWK "Ziemowit" Górnictwo i Geoinżynieria. - T.35/2(2011), s. 509-[518].
[19] Smołka J.: Sposoby ograniczania wyciskania spągów przez zmianę stanu naprężeń w górotworze. Przegląd Górniczy 1/1979.
[20] Stacha G.: Stanowiskowe badania stalowo-żelbetowych odrzwi obudowy dla warunków wypiętrzającego spągu. Budownictwo Górnicze i Tunelowe 3/2006.
[21] Stefaniak R., Moszko M., Siodłak Ł.: Doświadczenia kopalni węgla kamiennego „Ziemowit" w wyznaczaniu szerokości filarów oporowych pomiędzy wyrobiskami przyścianowymi.
[22] Stopyra M., Rak Z., Stasica J.: Kotew strunowa jako element wyrobisk korytarzowych w polskich kopalniach węgla kamiennego. Przegląd Górniczy 9/2006, Katowice 2006.

Diagnostyka urządzeń produkcji Elgór+Hansen S.A. na przykładzie systemu EH-MineView pracującego w KGHM Ruch Polkowice-Sieroszowice

Sebastian Mamczur
KGHM S.A.

Agnieszka Trzcionkowska, Karol Opielka
Ireneusz Stasiak, Jan Lubryka
Elgór+Hansen S.A.

STRESZCZENIE: Zagadnienia omawiane w poniższym artykule dotyczą możliwości kompleksowego nadzorowania oraz diagnozowania pracy urządzeń wchodzących w skład kompleksów wydobywczych. W artykule przedstawiono w tym zakresie możliwości systemu EH--MineView, zaprojektowano przez firmę Elgór+Hansen S.A. System ten przeznaczony jest do transferu, wizualizacji, akwizycji i analizy danych pochodzących z procesów przemysłowych, przede wszystkim instalacji wydobywczych. Omówiono także charakterystykę podstawowych zabezpieczeń wykorzystywanych w urządzeniach elektroenergetycznych. W artykule szczególną uwagę zwrócono na możliwości wykorzystania nowoczesnych technik analizy danych, w celu diagnostyki urządzeń i całych systemów.

SŁOWA KLUCZOWE: EH-MineView, systemy diagnostyki, wizualizacja, analiza danych, system ekspercki, monitoring, transfer danych

WSTĘP

Nowoczesne systemy diagnostyki stosowane we współczesnych, rozbudowanych kompleksach wydobywczych zapewniają zintegrowany w jednym miejscu oraz pełny dostęp do informacji pochodzących z maszyn i urządzeń pracujących na obiekcie. Umożliwia to całościowy i bieżący nadzór nad pracą obiektów przemysłowych na wielu komputerach znajdujących się na terenie zakładu przemysłowego jak i poza samym zakładem. Nieustanne monitorowanie i diagnozowanie w czasie rzeczywistym procesu wydobywczego wymaga gromadzenia dużych ilości danych historycznych, które poprzez nowoczesne przetwarzanie i wizualizację umożliwiają usprawnienie eksploatacji oraz dają możliwość efektywnego zarządzania instalacją przemysłową.

Firma Elgór+Hansen S.A. należąca do grupy kapitałowej Kopex S.A., chcąc sprostać wyzwaniom rynku górniczego oraz nieustannie rosnącym wymaganiom stawianym systemom oferuje skalowalny system wizualizacji procesów wydobywczych EH-MineView. System ten

poprzez wykorzystywanie nowoczesnych rozwiązań umożliwia agregowanie oraz analizowanie danych pochodzących z maszyn i urządzeń różnych aplikacji przemysłowych w czasie rzeczywistym. Dzięki centralnej jak i lokalnej wizualizacji możliwe jest generowanie informacji istotnych z punktu widzenia użytkownika systemu, który na bieżąco może podejmować decyzję i odpowiednie działania. Innowacyjność systemu diagnostyki może polegać na bardziej zaawansowanej i automatycznej analizie danych historycznych z wykorzystaniem algorytmów eksploracji danych. Analizy takie ujawniają dotychczas nieznane zależności, związki, podobieństwa oraz trendy, które mogą być wsparciem w podejmowaniu bardziej strategicznych decyzji dla pracy obiektu przemysłowego.

EH-MineView pozwala na wizualizację z dowolnej lokalizacji wielu systemów związanych z procesem wydobycia połączonych w jednym systemie centralnym.

1. CHARAKTERYSTYKA MODUŁÓW SYSTEMU EH-MineView [1]

Skalowalna struktura EH-MineView pozwala na wizualizację z dowolnej lokalizacji wielu maszyn i urządzeń wykorzystywanych w procesie wydobycia oraz innych procesach przemysłowych. Elgór+Hansen S.A. posiada w swojej ofercie grupę systemów wizualizacji takich jak np. EH-WallView, EH-PumpView, EH-ChillerView czy EH-HeadView, które mogą zostać zintegrowane w systemie nadrzędnym EH-MineView. Umożliwia to kompleksowy nadzór nad pracą wszystkich frontów wydobywczych z poziomu dyspozytora zakładu górniczego.

Standardowe funkcje i cechy systemów z grupy EH-MineView obejmują m.in.:

- możliwość tworzenia systemów dowolnej wielkości i złożoności,
- łatwą skalowalność – czyli szerokie możliwości późniejszego rozszerzania systemu,
- wysoki poziom bezpieczeństwa,
- atrakcyjne i dedykowane plansze synoptyczne prezentujące w przejrzysty sposób stan pracy systemu, monitorowanych procesów, maszyn i urządzeń,
- trendy – wizualna prezentacja zmiennych procesowych dyskretnych i analogowych w postaci wykresów czasowych możliwych do konfigurowania w zależności od potrzeb i użytkownika,
- alarmy – ostrzeżenia i informacje pozwalające na natychmiastową identyfikację problemu,
- system użytkowników z wielopoziomowym dostępem i uprawnieniami do wybranych danych i funkcjonalności systemu,
- łatwa możliwość integracji z innymi systemami za pomocą popularnych protokołów przemysłowych wymiany danych (m.in. OPC, ModBusTCP itp.),
- szybkie wyświetlanie danych bez względu na lokalizację w sieci komputera prezentującego dane.

Oprogramowanie użyte w systemie można podzielić na następujące elementy:

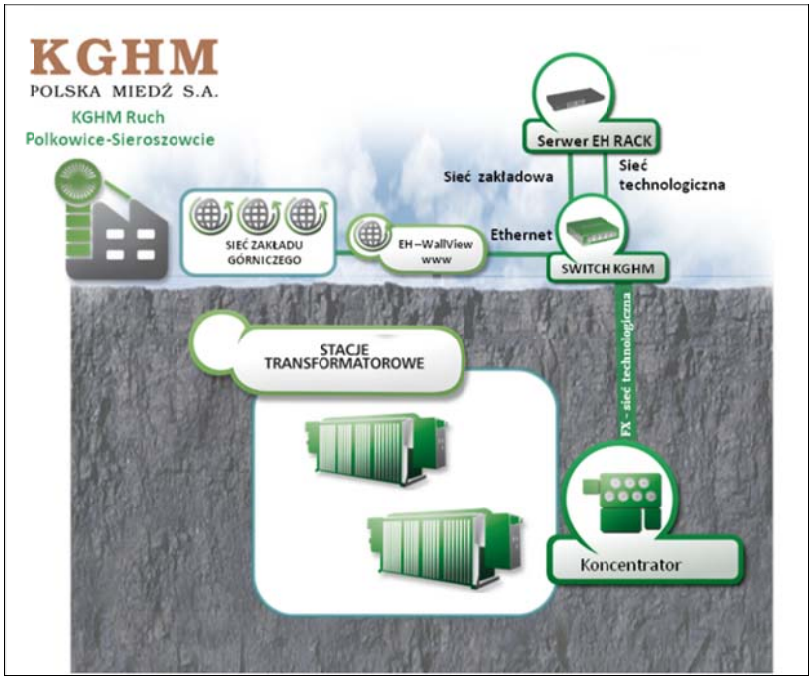
- serwery I/O – odpowiedzialne za komunikację z zewnętrznymi urządzeniami,
- serwery alarmów – odpowiedzialne za generację i rejestrację alarmów,
- serwery trendów – odpowiedzialne za generację i rejestrację trendów,
- serwery raportów – odpowiedzialne za generację raportów,
- stanowiska operatorskie (wizualizacja) – klienci pobierający dane z serwerów,
- WebClient – wizualizacja przez przeglądarkę Internetową,
- serwer eksploracji danych [2, 3].

2. INSTALACJA W KGHM RUCH POLKOWICE-SIEROSZOWICE

W konfiguracji systemu pracującego na KGHM Polska Miedź S.A. Ruch Polkowice-Sieroszowice oprogramowanie zainstalowane jest na serwerze powierzchniowym, który za pomocą kopalnianej sieci teletechnicznej połączony jest z koncentratorem umieszczonym pod ziemią. Ten przez połączenie DSL łączy się modemami zabudowanymi w stacjach transformatorowych E+H. Struktura systemu została zaprezentowana na rys.1. System przystosowany jest do szybkiej rozbudowy o kolejne urządzenia produkcji E+H pracujące w zakładzie górniczym jak i urządzenia innych producentów.

Do systemu wizualizacji dostęp mogą mieć wszyscy pracownicy wykorzystujący komputery podłączone do sieci kopalnianej. Użytkownicy bez uprawnień, nieposiadających konta w systemie wizualizacji, mogą przeglądać aktualne dane – wyświetlać aktualny stan pracy urządzeń, bez możliwości edycji parametrów, parametryzacji systemu i urządzeń, przeglądania danych archiwalnych i zaawansowanej diagnostyki. Każda osoba posiadająca dostęp do zaawansowanych funkcji diagnostyki i parametryzacji posiada własne konto w systemie, co umożliwia ścisłą kontrolę dostępu wybranych użytkowników do określonych elementów składowych systemu.

Interfejs wizualizacji przystosowany jest do wyświetlania na ekranach o różnej wielkości i rozdzielczości, włączając w to urządzenia mobilne – tablety i smartfony. Możliwa jest także rozbudowa systemu o stanowiska operatorskie zainstalowane pod ziemią, z których użytkownicy będą mieli pełny dostęp do wizualizacji.



Rys. 1. Uproszczona struktura systemu EH-WallView
na KGHM Ruch Polkowice-Sieroszowice

Cechy i funkcje charakterystyczne systemu EH-MineView stworzonego na potrzeby KGHM Ruch Polkowice-Sieroszowice, obejmują m.in.:

- możliwość podglądu oraz diagnostyki pracy wszystkich urządzeń z centralnego stanowiska na powierzchni,
- wyświetlanie szczegółowych informacji dotyczących parametrów pracy poszczególnych stacji transformatorowych, tj.:
  - stany styczników,
  - zadziałania zabezpieczeń,
  - wartości prądów,
  - wartości napięć,
  - wartości rezystancji izolacji,
- możliwość porównywania danych z poszczególnych urządzeń,
- wizualizację danych historycznych,
- możliwość parametryzacji zabezpieczeń elektrycznych,
- diagnostykę połączeń transmisyjnych pomiędzy poszczególnymi urządzeniami, a serwerem powierzchniowym,
- wizualną prezentację zmiennych procesowych w postaci wykresów czasowych,
- wyświetlanie parametrów na urządzeniach przenośnych,
- pomiar energii.

Poprzez zastosowanie wizualizacji EH-MineView kopalnia uzyskała pełny, bieżący podgląd diagnostyczny stanu pracy urządzeń oraz łatwą ich parametryzację. Na podstawie uzyskanych informacji, użytkownik systemu może na bieżąco podejmować decyzje. Przykładowe plansze synoptyczne prezentujące możliwości wizualizacji stanu pracy urządzeń przedstawiono na rysunku 2.





Rys. 2. Przykładowe plansze synoptyczne – EH-MineView w KGHM Ruch Polkowice-Sieroszowice

Zdalne monitorowanie oraz parametryzacja urządzeń możliwa jest dzięki wyposażeniu poszczególnych podzespołów wchodzących w jego skład w elementy diagnostyczne posiadające interfejs cyfrowy.

3. OPIS ZASTOSOWANEJ W STACJACH TRANSFORMATOROWYCH APARATURY ZABEZPIECZENIOWO-POMIAROWEJ [4]

Diagnostyka pracy urządzeń zasilających oraz parametryzacja ich pracy możliwa jest dzięki interfejsom transmisji danych wbudowanych w poszczególnych podzespołach zarówno zabezpieczeniowych jak i pomiarowych. Są one wyposażone w rozbudowany układ autokontroli sprawności, co umożliwia wykrywanie nieprawidłowości w działaniu podzespołów powodując dodatkowe podniesienie poziomu bezpieczeństwa eksploatowanych urządzeń produkcji Elgór+Hansen S.A. Jednymi z podstawowych zabezpieczeń zabudowanych w stacjach transformatorowych są:

- zabezpieczenia nadmiarowo-prądowe,
- zabezpieczenia upływowe centralne,
- zabezpieczenia upływowe blokujące,
- przekaźniki sterownicze i kontroli ciągłości uziemienia.

Wszystkie ww. zabezpieczenia oraz aparatura kontrolno-pomiarowa, m.in:

- woltomierze,
- amperomierze,
- wyświetlacz,
- zespół pomiaru energii (opcja),

wykonane w technologii cyfrowej wyposażone są w wewnętrzny układ transmisji danych, za pomocą którego informacje o aktualnym stanie pracy podzespołów, są przesyłane magistralą cyfrową oraz wizualizowane na jego wyświetlaczu. Na wyświetlaczu można obserwować parametry pracy urządzenia, stan zabezpieczeń i przekaźników oraz wartości mierzonych wielkości elektrycznych.

Stacje transformatorowe przystosowane są do podłączenia układu transmisji danych umożliwiając odczyt informacji technologicznych i ich przesył na powierzchnię kopalni (np. do dyspozytora).

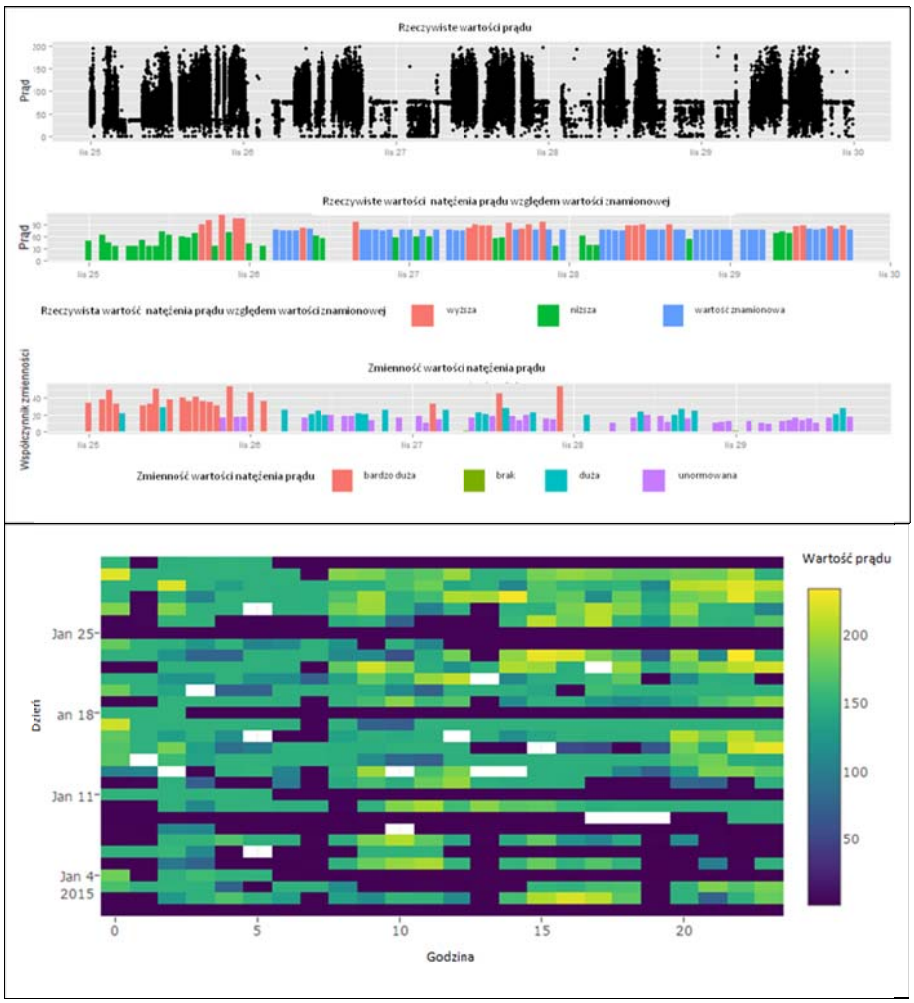
Opcjonalnie stacje transformatorowe mogą być wyposażone w zespół pomiaru energii typu EH-P/06/27.01, który posiada separację kanałów napięciowych oraz prądowych. Zespół oprócz pomiaru energii umożliwia pomiar skutecznych napięć międzyfazowych, prądów fazowych, mocy chwilowych, współczynników mocy i innych parametrów monitorowanej sieci.

4. ANALITYKA DANYCH [6]

Stałe monitorowanie poszczególnych urządzeń oraz całych kompleksów wydobywczych, związane jest z gromadzeniem dużych ilości danych. W celu pełnego wykorzystania informacji zawartych w danych, opracowano rozwiązania programowe, które umożliwiają ich zdalny przegląd, przetwarzanie w czasie rzeczywistym oraz przeprowadzenie zaawansowanych analiz wykorzystujących algorytmy eksploracji danych. Celem ostatniej z wymienionych funkcjonalności jest ujawnienie niewykrytych dotąd informacji, zawartych w zgromadzonych danych. Przegląd wyników analiz możliwy jest poprzez internetową aplikację, w której użytkownik ma do dyspozycji przygotowany interaktywny interfejs graficzny [7, 8].

Przykładem zastosowania powyższego rozwiązania (rys. 3) jest aplikacja analizująca podstawowe parametry pracy urządzeń E+H (stacji transformatorowej). Aplikacja wyszukuje korelacje między danymi, grupuje dane w charakterystyczne zbiory, wyszukuje anomalie. Umożliwia ona w szybki i wygodny sposób ocenę np. wzajemnych relacji pomiędzy zmieniającymi się parametrami pracy urządzenia [9].

Innowacyjność systemów diagnostyki może przejawiać się w zastosowaniu bardziej zaawansowanej i automatycznej analizy danych historycznych. Podstawowa analiza takiego rodzaju danych jest utrudniona ze względu na ich duży rozmiar. Wykorzystanie technik eksploracji danych, skutkuje znalezieniem znaczących, nowych, nieoczywistych powiązań, wzorców i trendów. Eksploracja danych jest procesem złożonym i wieloetapowym, wymaga selekcji zebranych danych, wstępnego ich przetworzenia, transformacji oraz wyboru najlepszego algorytmu do analizy danego problemu. Końcowym etapem jest zinterpretowanie otrzymanych wyników oraz ich przejrzysta prezentacja. Taką funkcjonalność daje użytkownikowi rozwiązanie EH-MineView.



Rys. 3. Przykładowa analiza wartości prądu na wejściu stacji transformatorowej pochodzących z kilku dni (wykres powyżej) oraz miesiąca (wykres poniżej)

PODSUMOWANIE

Nowoczesne systemy diagnostyki stosowane we współczesnych przemysłowych aplikacjach wydobywczych dostarczają ogromne ilości informacji opisujących ich stan w danym momencie. Efektywne wykorzystanie dostępnych informacji polega nie tylko na diagnozowaniu pracujących systemów, maszyn czy procesów w czasie rzeczywistym, ale również bardziej zaawansowane analizy danych historycznych umożliwiające monitoring i wyznaczanie trendów pracy w perspektywie długiego okresu czasu [10].

Precyzyjna diagnostyka stanu urządzeń lub całego systemu pozwala na szybkie podejmowanie decyzji i reagowanie na określone zdarzenia, a przetwarzanie danych historycznych ujawnia dotychczas nieznane zależności, związki, podobieństwa lub trendy, które mogą być

wsparciem w podejmowaniu bardziej strategicznych decyzji lub wyznaczania kierunków rozwoju produktów oferowanych na rynku [11].

Rozwój systemów wizualizacji jest również ściśle powiązany z rozwojem technicznym monitorowanych urządzeń. Powinien on zmierzać w kierunku uniezależnienia działania komponentów systemu od zasilania głównego. Celem jest przynajmniej czasowe podtrzymanie pracy urządzeń transmisyjno-diagnostycznych po zaniku zasilania głównego. Da to możliwość precyzyjnego odczytania przyczyn powodujących wyłączenie lub stan awaryjny maszyn, urządzeń.

Zaprezentowane rozwiązania mają za zadanie zapewnić użytkownikowi odpowiedni komfort pracy i wysoki poziom bezpieczeństwa. Bezpieczeństwo zapewnia zarówno zastosowanie podzespołów wykonanych w technice cyfrowej posiadających funkcję dodatkowej autokontroli sprawności jak i zastosowanie przejrzystej konstrukcji produkowanych urządzeń.

Kierunkiem rozwoju systemów diagnostyki firmy Elgór+Hansen S.A. jest zastosowanie systemów eksperckich, bazujących na nowoczesnych metodach przetwarzania, eksploracji danych, w celu zwiększenia bezpieczeństwa i komfortu pracy użytkowników. Dodatkowym celem jest usprawnienie procesów i procedur związanych z eksploatacją.

LITERATURA

[1] Karty katalogowe systemów EH-MineView i EH-WallView.
[2] Raporty oraz analizator procesów jako podstawowe narzędzia analizy występujących zdarzeń w procesach wydobywczych. J. Lubryka, K. Opielka, Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2013.
[3] Wdrożenie i wykorzystanie centralnego systemu wizualizacji ścian wydobywczych EH-MineView produkcji KOPEX Electric Systems S.A. na KWK Jas-Mos. M. Lubryka, F. Duda, M. Dziemdziora, J. Lubryka, M. Stojek, XIV Krajowa Konferencja Elektryki Górniczej – KKEG 2012.
[4] Karty katalogowe zabezpieczeń w obudowach Phoenix.
[5] Nowe podejście do zasilania napędów maszyn górniczych. J. Lubryka, I. Stasiak, XV Krajowa Konferencja Elektryki Górniczej – KKEG 2014.
[6] Zastosowanie wybranych technik eksploracji danych w analizie procesu wydobywczego kopalni podziemnej. A. Trzcionkowswka, praca magisterska.
[7] Larose D.: Odkrywanie wiedzy z danych. Wprowadzanie do eksploracji danych. PWN, 2006.
[8] Larose D.: Metody i modele eksploracji danych. PWN, 2006.
[9] N. Yau: Visualize This: The Flowing Data Guide to Design, Visualization, and Statistics. Wiley Publishing, 2011.
[10] L. Owoc: Elementy systemów ekspertowych. Wydawnictwo AE we Wrocławiu, Wrocław 2006.
[11] P. Simon: The Visual Organization: Data Visualization. Big Data and the Quest for Better Decisions. Wiley Publishing, 2014.

Diagnostics of Elgór+Hansen Equipment on the Example of the EH-MineView Working in KGHM Polkowice-Sieroszowice

Issues discussed in the paper concern ability of complex monitoring and diagnosing operation of the devices provided for mining system. Provided issues shows ability of EH-MineView system, created by Elgór+Hansen S.A. This system is intended for acquisition, transfer, visualization and analysis of industrial processes data. It also discusses basic characteristic of secures

used in power devices. A particular attention was given to the possibilities for the use of the modern techniques of data analysis to fully diagnose devices and entire mining systems.

Pokłady możliwości



KGHM

ZARZĄDZANIE STRESEM W KGHM POLSKA MIEDŹ S.A. NA PRZYKŁADZIE PROGRAMU REDUKCJI STRESU W ZAKŁADACH GÓRNICZYCH LUBIN

Kraków 22-26.02.2016r.

ŹRÓDŁA STRESU



RELACJE MIĘDZYLUDZKIE, KOMUNIKACJA

PROBLEMY ZDROWOTNE

TĄPANIA, WSTRZĄSY GÓROTWORU

ŻYCIE OSOBISTE - RODZINA

SYTUACJE AWARYJNE

PRACA ZMIANOWA

PRESJA CZASU

ZAGROŻENIE UTRATY ZDROWIA - ŻYCIA

HAŁAS, ZAPYLENIE, TEMPERATURA, ITP

ZAGROŻENIA MECHANICZNE ZWIĄZANE Z RUCHEM MASZYN

ODPOWIEDZIALNOŚĆ I RYZYKO

PRACA W OGRANICZONYCH PRZESTRZENIACH, SZTUCZNYM OŚWIETLENIU

KGHM

- Stres pracowników bezpośrednio wpływa na ich zachowania, powoduje również popełnianie błędów podczas pracy.



- Chcąc zapobiegać wypadkom przy pracy, zwiększyć motywację do bezpiecznej pracy oraz partycypację pracowników w systemie bezpieczeństwa pracy rozszerzono działania, podejmowane w Zakładach Górniczych Lubin, o wdrożenie programu redukcji stresu.



- Autorem programu była dr Dorota Molek-Winiarska z Uniwersytetu Ekonomicznego we Wrocławiu – Katedra Zarządzania Kadrami.



- Program został zaplanowany i omówiony na spotkaniu z dyrekcją kopalni. Rozpoczął się w czerwcu 2013 roku a zakończył w październiku 2015 roku.

- Wsparcie i akceptacja poszczególnych etapów wyrażane były przez dyrekcję, pełnomocnika dyrektora ds. zarządzania bezpieczeństwem, pracy, kierownika działu BHP, kierowników oddziałów i społec oddziałów uczestniczących w programie.



KGHM

UCZESTNICY PROGRAMU

Programem objętych zostało 100 pracowników z Rejonu Lubina Głównego -





z oddziałów:
G-2,
S-10,
C-1C

KGHM

STANOWISKA PRACY

- Górnik (14)
- Górnik strzałowy (25)
- Górnik instruktor strzałowy (5)
- Robotnik transportowy (4)





- Operator Samojezdnych Maszyn Górniczych (33)
- Nadgórnik (3)
- Dozorca (2)
- Sztygar zmianowy (11)
- Sztygar oddziałowy (3)

KGHM

- Akcja informacyjna o programie polegała na spotkaniach na temat stresu, na których zaprezentowano krótki wykład o stresie oraz wdrażanym programie.



- Każdy uczestnik otrzymał ulotkę streszczającą treści wykładu. Rozwieszono także w kopalni plakaty informujące o programie.

BADANIE ATMOSFERY WDROŻENIA

- Badanie atmosfery wdrożenia i gotowości pracowników do podjęcia współpracy w zakresie analizy i redukcji stresu zawodowego oraz oporu wobec wdrożenia.
- Badanie to przeprowadzono za pomocą ankiety zawierającej pytania o chęć uczestnictwa w programie oraz testu STAI *(State-Trait Anxiety Inventory*) badającego poziom oporu wobec zmian.
- Wyniki badania wskazały, że <u>prawie 70% uczestników była pozytywnie nastawiona</u> do programu i deklarowała gotowość do udziału w nim.



[illegible] robotnicze

KWESTIONARIUSZ ŹRÓDEŁ STRESU

Stres zawodowy to stan psychiczny związany z negatywnymi emocjami, który pojawia się, gdy człowiek ocenia, że wymagania pracy są na tyle duże, że wymykają się mu spod kontroli i nie potrafi sobie bezbłędnie z nimi poradzić.

Niniejszy kwestionariusz bada źródła czyli przyczyny pojawiającego się stresu w pracy. Twoim zadaniem jest przydzielić odpowiednią ilość punktów każdemu z wymienionych źródeł stresu.

0 punktów – to źródło stresu mnie **nie dotyczy** (nie występuje w mojej pracy lub w ogóle nie wywołuje u mnie stresu)
1 punkt – to źródło stresu występuje w mojej pracy **rzadko** i wywołuje **silny** stres

2 punkty – to źródło stresu występuje **czasami** i wywołuje **lekki** stres
3 punkty – to źródło stresu występuje **czasami** i wywołuje **silny** stres

4 punkty – to źródło stresu występuje **często** i wywołuje **lekki** stres
5 punktów - to źródło stresu występuje **często** i wywołuje **silny** stres

6 punktów - to źródło stresu występuje **bardzo często** i wywołuje **lekki** stres
7 punktów - to źródło stresu występuje **bardzo często** i wywołuje **silny** stres

Źródło stresu	Punkty
1. Złe fizyczne warunki pracy (kolor, wiercenie, zła widoczność, temperatura zbyt wysoka lub zbyt niska, wilgotność (duża lub mała), promieniowanie, nieprzyjemny zapach itp.)	
2. Presja czasu	
3. Niecytelność pracy (raz spiętrzenie obowiązków a raz niewielka ilość)	
4. Monotonia pracy	
5. Częste zmiany sposobu wykonywania pracy	
6. Konieczność wkładania dużego wysiłku w wykonanie pracy	
7. Niejasność, oczekiwania wobec mnie na stanowisku	
8. Niejasny lub zbyt duży zakres odpowiedzialności	
9. Konieczność wykonywania takich poleceń, że zastosowanie się do jednego utrudnia lub uniemożliwia zastosowanie się do drugiego	
10. Zbyt dużo zadań	
11. Zbyt trudne zadania	
12. Niezadowolenie z dotychczasowej kariery	
13. Brak możliwości dalszego rozwoju zawodowego	

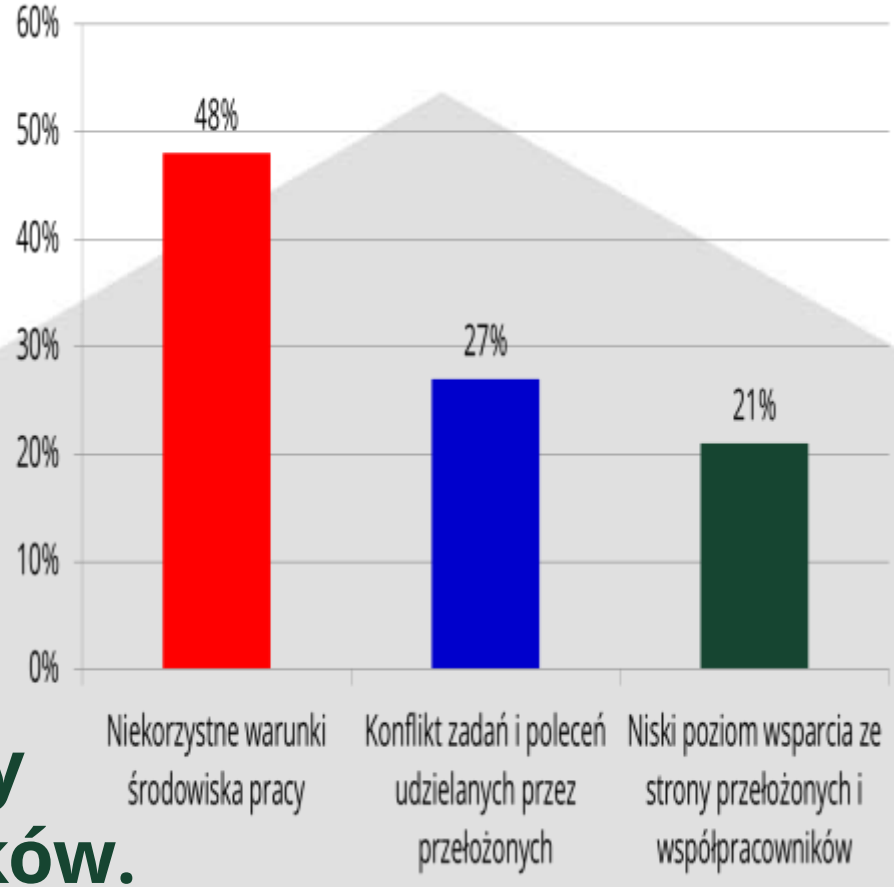
DIAGNOZY PSYCHOLOGICZNE

- Do przeprowadzenia diagnoz wykorzystano 4 narzędzia psychologiczne:
- kwestionariusz OSI Coopera, Sloana i Williamsa w tłumaczeniu i adaptacji Widerszal -Bazyl,
- kwestionariusz źródeł stresu opracowany na potrzeby niniejszego badania, który bardziej szczegółowo analizuje źródła stresu charakterystyczne dla pracy górnika,
- kwestionariusz „Twoja praca”, który jest tłumaczeniem amerykańskiego narzędzia JCQ autorstwa Roberta Karaska,
- kwestionariusz ogólnego stanu zdrowia Goldberga GHQ-28,w adaptacji Makowskiej i Merecz.

WNIOSKI Z DIAGNOZY PSYCHOLOGICZNEJ

1. Jednym z najbardziej dotkliwych stresorów w pracy są **niekorzystne warunki środowiska pracy** związane nie tylko z dyskomfortem w pracy, ale również świadomością zagrożenia życia i zdrowia.
2. Pracownicy odczuwają również stres związany z **konfliktem zadań i poleceń udzielanych przez przełożonych**.
3. Pracownicy deklarują dość **niski poziom wsparcia ze strony przełożonych i współpracowników.**

Główne źródła stresu badanych pracowników



KGHM

- Wyniki diagnoz psychologicznych zostały przedstawione uczestnikom programu. Mieli oni możliwość komentowania i dyskutowania na temat propozycji dalszych działań w ramach programu.





- Raporty otrzymali również przedstawiciele pracowników i kierowników, którzy uczestniczyli w spotkaniu dyskusyjnym, na którym ostatecznie ustalono propozycje rozwiązań.

KGHM

PROPOZYCJE ROZWIĄZAŃ

- Szkolenia - treningi dotyczące radzenia sobie ze stresem, doskonalące komunikację i rozwiązywanie konfliktów.

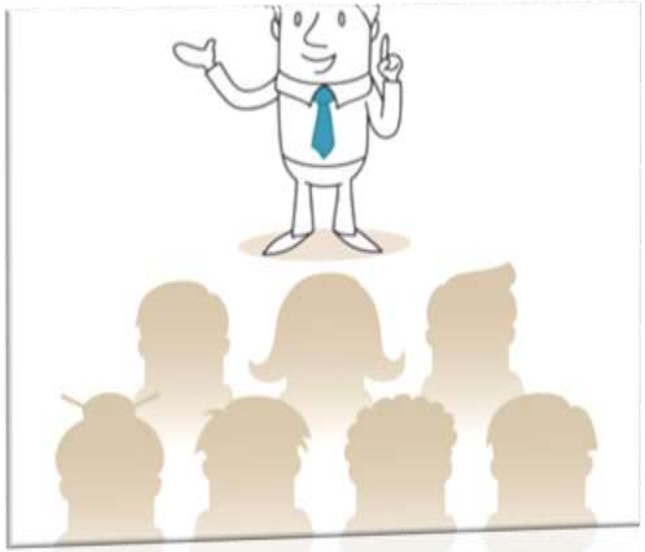




- Rozmowy z pracownikami o programie redukcji stresu, wymiana informacji.

KGHM

SZKOLENIA



1.Trening umiejętności motywowania i rozwiązywania konfliktów,
2. Trening oparty na uważności z elementami relaksacji,
3. Alternatywnie w ramach treningu umiejętności motywowania i rozwiązywania konfliktów (patrz pkt 1) odbył się trening umiejętności radzenia sobie ze stresem w zakresie technik poznawczo-behawioralnych,



4.Trening doskonalenia umiejętności komunikowania się dla osób dozoru.

- Liczne wypowiedzi uczestników, tuż po szkoleniach jak i znacznie później wskazują na chęć i możliwość wykorzystania nabytych umiejętności w codziennej pracy.



WYPOWIEDZI UCZESTNIKÓW PROGRAMU

To szkolenie dało mi wiedzę, którą mogę wykorzystać zarówno w pracy jak i w codziennym życiu – mówi górnik operator z oddz. C-1C i dodaje: Pomaga mi w różnych sytuacjach z racji wykonywanego zawodu, radzenie sobie ze stresem jest bardzo pomocne. Różne są techniki a każdy sobie radzi na swój sposób i wydaje mu się, że radzi sobie z tym doskonale, ale ktoś kto zna się na rzeczy, obserwuje z boku i podpowiada techniki które, na początku wydawały mi się dziwne, ale jak zacząłem je wprowadzać w życie dały efekty.
Warsztaty były dość ciekawym odkryciem z mojej strony, bo pokazały mi że człowiek jest w stanie zachowywać się w różnych sytuacjach w różnoraki sposób.

WYPOWIEDZI UCZESTNIKÓW PROGRAMU CD.

Na szkoleniu była grupa pracowników fizycznych i grupa dozoru średniego, dużo można powiedzieć o zachowaniu drugiego człowieka w różnych sytuacjach, w sytuacjach zagrożenia, w sytuacjach luźnych, pokazali nam jak ważna jest komunikacja międzyludzka.

Nasza praca polega na tym, że jeden jest zależny od drugiego, wystarczy że na jednym szczeblu jest jakieś niedomówienie, potknięcie, nie ma efektów są za to konflikty i sytuacje potencjalnie stresowe.

Uważam, że najważniejsze to zdać sobie sprawę, że stres jest, a potem zastosować komunikację face to face i wszystko wyjaśniać na bieżąco.

WYPOWIEDZI UCZESTNIKÓW PROGRAMU CD.

Moje zaangażowanie w to szkolenie podyktowane było chęcią poznania destrukcyjnych aspektów stresu, ale przede wszystkim przyswojenie metod walki ze stresem – mówi sztygar oddziałowy S-10 i dodaje. Zajęcia były ciekawe, kreatywne i w dużym stopniu zachęcały uczestników do czynnego udziału. Dzięki tym warsztatom lepiej poznałem własne zachowania w sytuacjach stresowych i sposoby na rozładowanie stresu. Zauważyłem że więcej pracowników ucieka się do własnych pasji, np. sportu muzyki, co być może także jest efektem świadomości nabytej na szkoleniu.

WYPOWIEDZI UCZESTNIKÓW PROGRAMU CD.

Ze względu na zajmowane stanowisko oraz charakter mojej pracy temat tego szkolenia był dla mnie bardzo ciekawy – mówi sztygar oddziałowy G-2. - Dodatkowo odbywało się ono w formie warsztatów, dzięki którym lepiej poznawaliśmy siebie i swoje zachowanie w warunkach stresu oraz jak stres wpływa na zachowanie innych i komunikację między pracownikami. Dowiedzieliśmy się jak rozładowywać napiętą sytuację i w jaki sposób rozmawiać z ludźmi narażonymi na duży stres. Uważam, że wszystkie umiejętności nabyte w trakcie tego szkolenia będą bardzo pomocne dla jego uczestników w codziennej pracy a także w życiu codziennym.

WYPOWIEDZI UCZESTNIKÓW PROGRAMU CD.

- wypowiedź pracownika po wypadku, któremu uległ w trakcie trwania programu:

W krótkim okresie po szkoleniu uległem nieszczęśliwemu wypadkowi – mówi górnik operator z oddz. C-11, który został przysypany w maszynie po wstrząsie górotworu. Uważam, że to szkolenie pomogło mi w wielu obszarach. Pomijam zdrowie fizyczne tu pomogły mi leki i rehabilitacja, głównym problemem jest psychika, która jest złożona i bardzo skomplikowana.
Wydawało mi się, że jest wszystko w porządku, ale tak nie było. Za namową żony skorzystałem z pomocy psychologa i z każdym dniem było już zupełnie inaczej. W moim przypadku program zdał egzamin.

WNIOSKI KOŃCOWE

- Program redukcji stresu jako działanie przełomowe w zakresie podjęcia tematu badania i redukowania stresu zawodowego w Zakładach Górniczych Lubin został bardzo pozytywnie oceniony przez uczestników.



KGHM

WNIOSKI KOŃCOWE

- Największym sukcesem w perspektywie programu było zaangażowanie pracowników i ich pozytywny odbiór podjętych i wdrożonych działań (szkoleń- treningów związanych z technikami relaksacji i treningiem uważności oraz doskonalące umiejętności precyzyjnej komunikacji, motywacji oraz rozwiązywania konfliktów).
- Umiejętności nabyte w trakcie tych szkoleń będą bardzo pomocne dla jego uczestników w codziennej pracy a także w życiu codziennym.



ZARZĄDZANIE STRESEM

KGHM

WNIOSKI KOŃCOWE

- Program redukcji stresu zwrócił uwagę przede wszystkim pracowników, ale także przełożonych niższego i wyższego szczebla łącznie z kierownictwem kopalni, na temat oddziaływania czynników psychologicznych na satysfakcję z pracy.

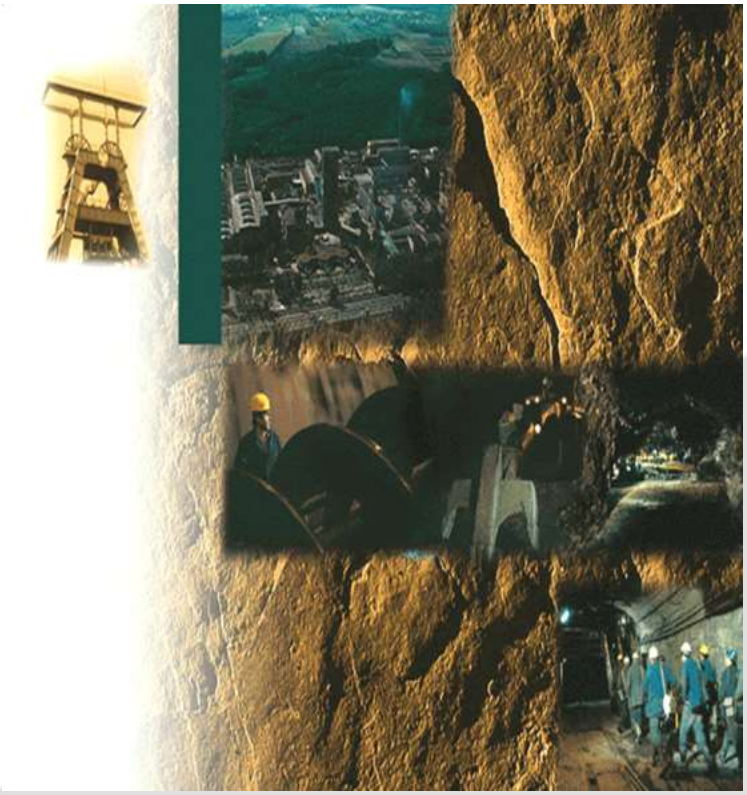


KGHM

WNIOSKI KOŃCOWE



- Program wzbudził duże zainteresowanie i sprowokował do podejmowania działań z zakresu redukowania stresu i negatywnych zjawisk psychologicznych w Zakładach Górniczych „Lubin” oraz pozostałych Oddziałach KGHM Polska Miedź S.A.

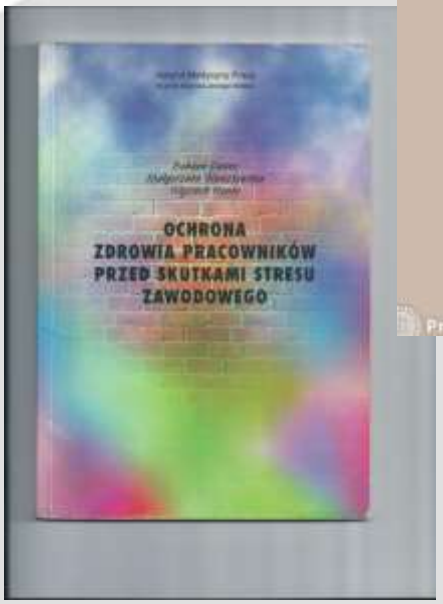


ZARZĄDZANIE STRESEM W KGHM POLSKA MIEDŹ S.A.

- Na postawie analizy programów redukcji stresu: zakończonego w ZG Lubin, trwającego w Hucie Miedzi Legnica we współpracy z Miedziowym Centrum Zdrowia oraz KGHM CUPRUM zaproponujemy dla pracowników całej spółki KGHM model **zarządzania stresem.**



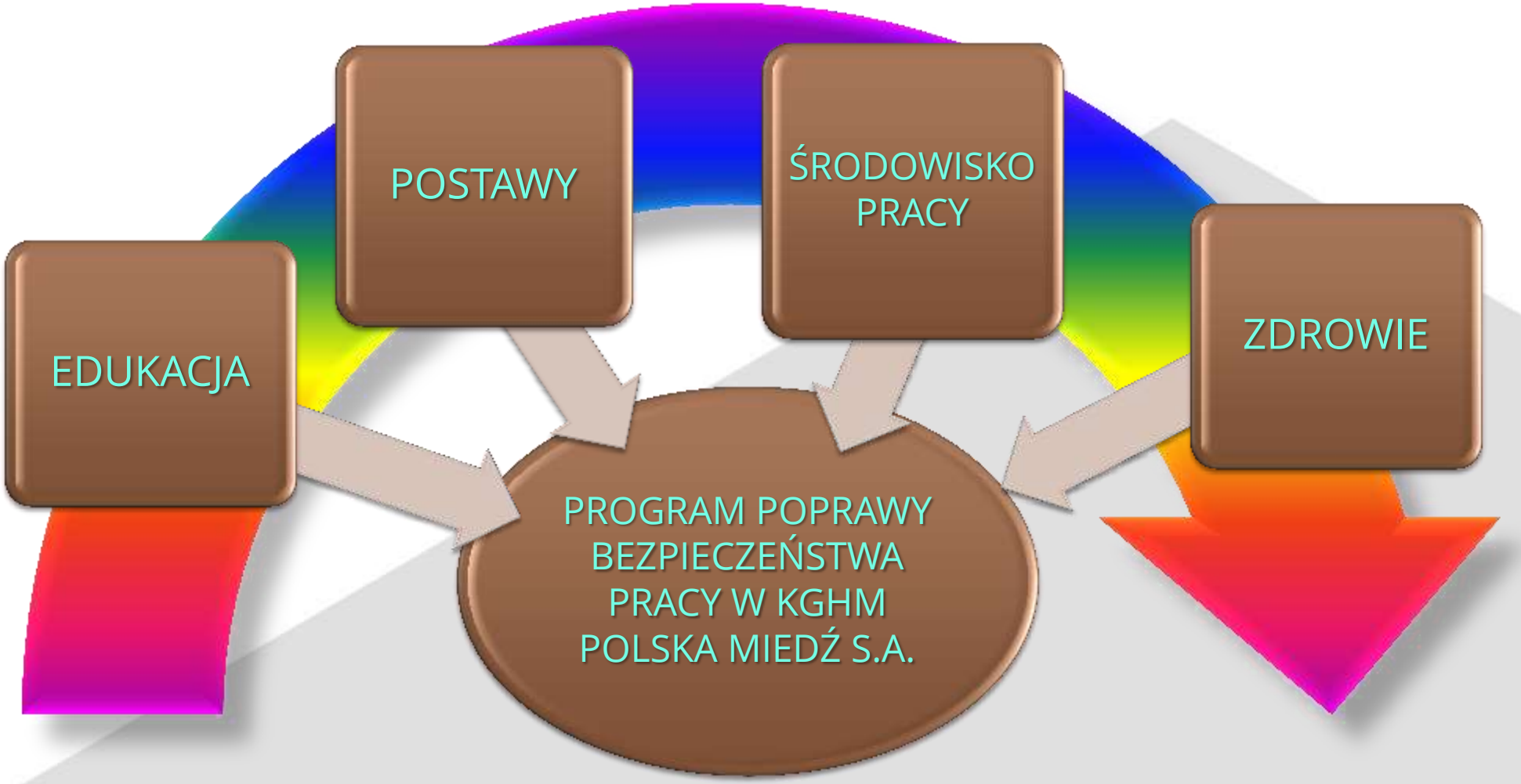


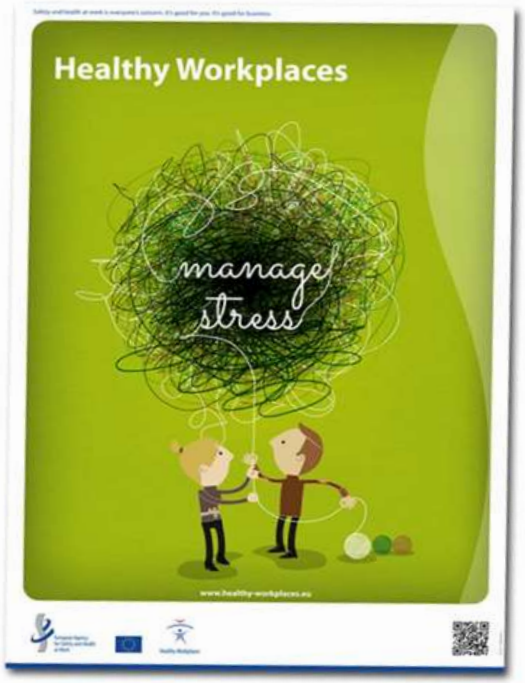


KGHM

ZARZĄDZANIE STRESEM W KGHM POLSKA MIEDŹ S.A.

- Zarządzanie stresem jest istotnym elementem Programu poprawy bezpieczeństwa pracy w KGHM Polska Miedź S.A.





I MIEJSCE w ogólnoeuropejskiej kampanii „STRES W PRACY? NIE, DZIĘKUJĘ!”, na szczeblu krajowym w kategorii „Organizacja zatrudniająca powyżej 100 pracowników- październik 2014r.





WYRÓŻNIENIE w „OGÓLNOPOLSKIM KONKURSIE POPRAWY WARUNKÓW PRACY” organizowanym przez Ministerstwo Pracy i Polityki Społecznej – wrzesień 2015r.



KGHM

Dziękuję za uwagę

Zarządzanie stresem w KGHM Polska Miedź S.A. na przykładzie „Programu redukcji stresu" w zakładach górniczych „Lubin"

Stress Management in KGHM on Example of „Stress Reduction Programme" in "Lubin" Mine

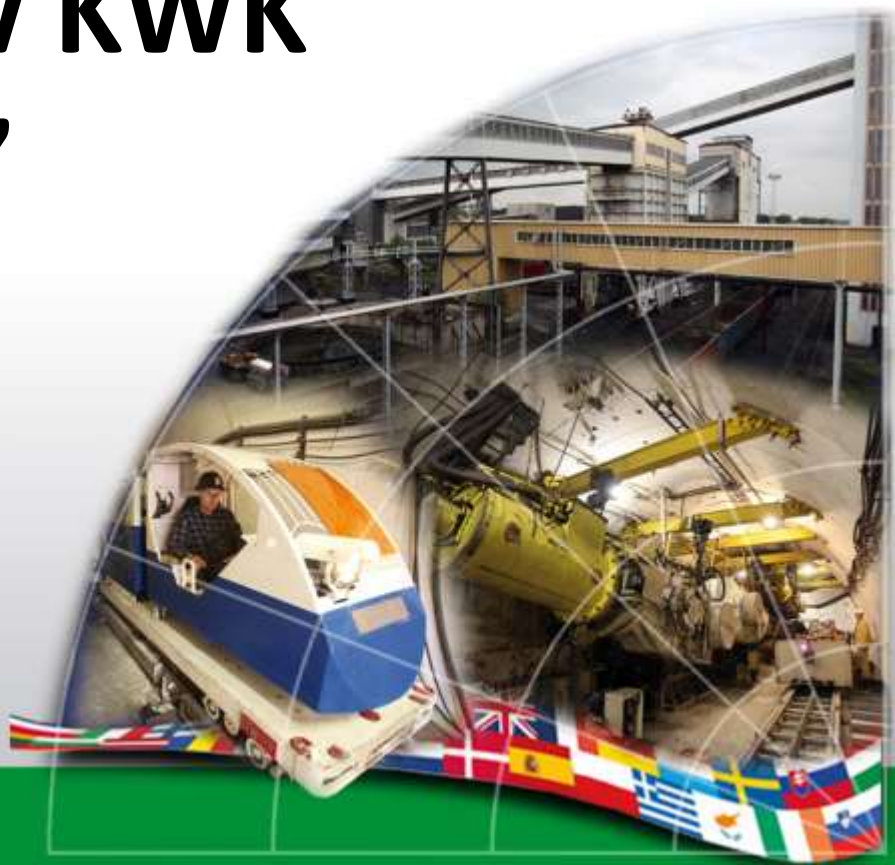
Zbigniew Maliszewski
KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze „Lubin"

STRESZCZENIE: W prezentacji przedstawiono zarządzanie stresem w KGHM Polska Miedź S.A. na przykładzie wdrożonego w Zakładach Górniczych „Lubin" „Programu redukcji stresu". W ramach Programu za pomocą kwestionariuszy psychologicznych badano stres jego źródła i skutki. Wskazano najbardziej dotkliwe źródła stresu występujące na badanych stanowiskach pracy i zaproponowano przeprowadzenie szkoleń – treningów. Związane były z technikami relaksacji, treningiem uważności oraz doskonalące umiejętności precyzyjnej komunikacji, motywacji oraz rozwiązywania konfliktów. Autorem programu była dr Dorota Molek-Winiarska z Uniwersytetu Ekonomicznego we Wrocławiu. Największym sukcesem w perspektywie programu było zaangażowanie pracowników i ich pozytywny odbiór podjętych i wdrożonych działań. Program wzbudził duże zainteresowanie i sprowokował do podejmowania działań z zakresu redukowania stresu i negatywnych zjawisk psychologicznych w Zakładach Górniczych „Lubin" oraz pozostałych Oddziałach KGHM Polska Miedź S.A. Wdrożony program, jako jedno z narzędzi zarządzania stresem, to istotny element Programu poprawy bezpieczeństwa pracy w KGHM Polska Miedź S.A.

SŁOWA KLUCZOWE: Stres, zarządzanie stresem, program

KOMPANIA WĘGLOWA S.A.

Ekonomiczne i społeczne skutki wdrożenia 6-dniowego systemu organizacji pracy w KWK „Rydułtowy-Anna”



Kopalnia Rydułtowy-Anna w celu osiągnięcia rentowności od 9 maja 2015 roku rozpoczęła prowadzenie wydobycia w soboty. Prowadzenie eksploatacji w szósty dzień tygodnia jest również elementem profilaktyki tąpaniowej, ponieważ jednym ze sposobów ograniczenia zagrożenia tąpaniami jest prowadzenie eksploatacji w sposób ciągły (w miarę możliwości we wszystkie dni tygodnia).

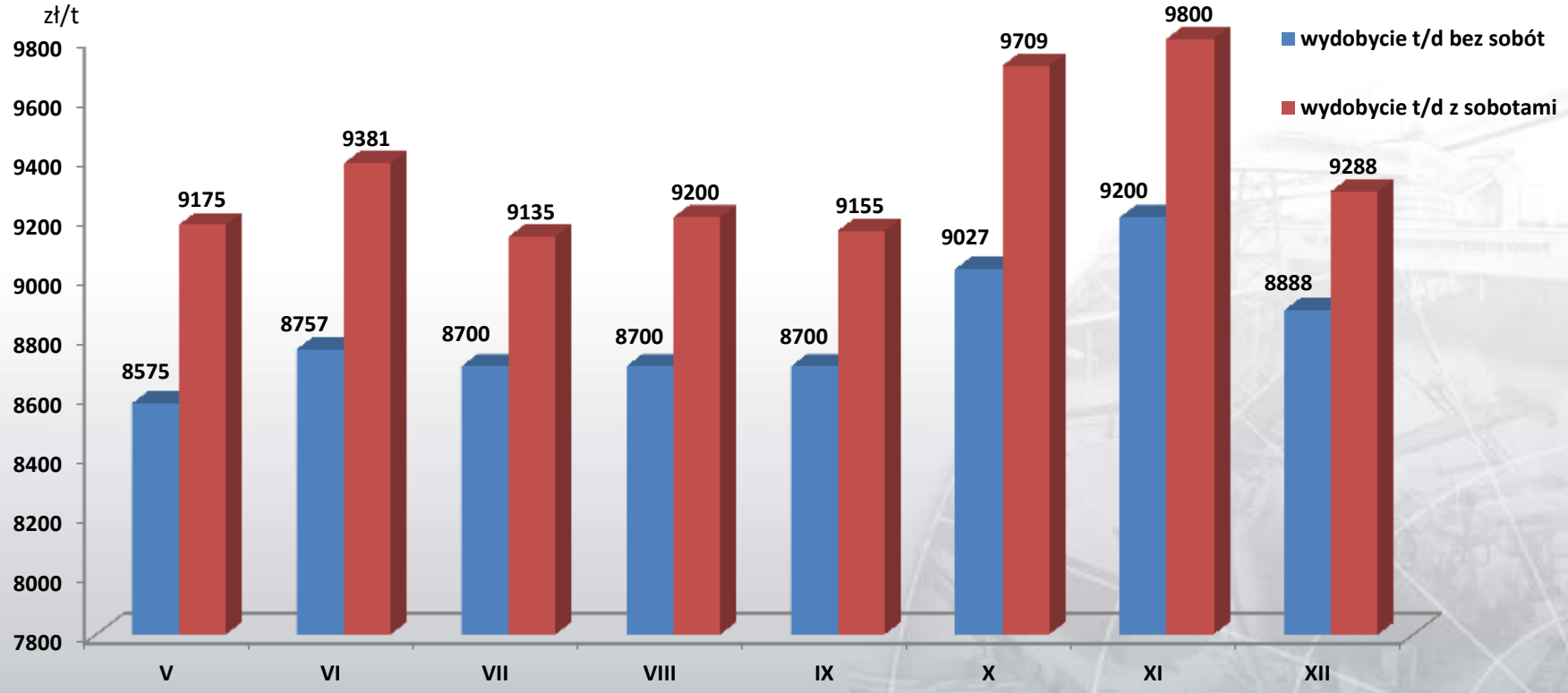
Wobec powyższych uwarunkowań Dyrekcja kopalni wraz z Zarządem Kompanii Węglowej opracowała optymalny model i zasady wydłużonego cyklu prowadzenia wydobycia w soboty. Jak już wcześniej zostało to wspomniane, u podstaw podjęcia tej decyzji były zarówno aspekty techniczne oraz względy ekonomiczne, ze szczególnym uwzględnieniem poprawy stopnia wykorzystania posiadanego majątku, generującego koszty o charakterze stałym.

Wdrożenie wydłużonego do 6-ciu dni cyklu produkcji w Oddziale KWK „Rydułtowy-Anna” jest rozwiązaniem nowatorskim i wymagało przede wszystkim skutecznego przekonania załóg do tego rozwiązania. W tym zakresie Dyrekcja kopalni zorganizowała cały szereg spotkań, zarówno z organizacjami związków zawodowych, jak również z pracownikami. W porozumieniu z Zarządem Kompanii Węglowej i przy akceptacji zakładowych organizacji związków zawodowych ustalono następujące warunki:

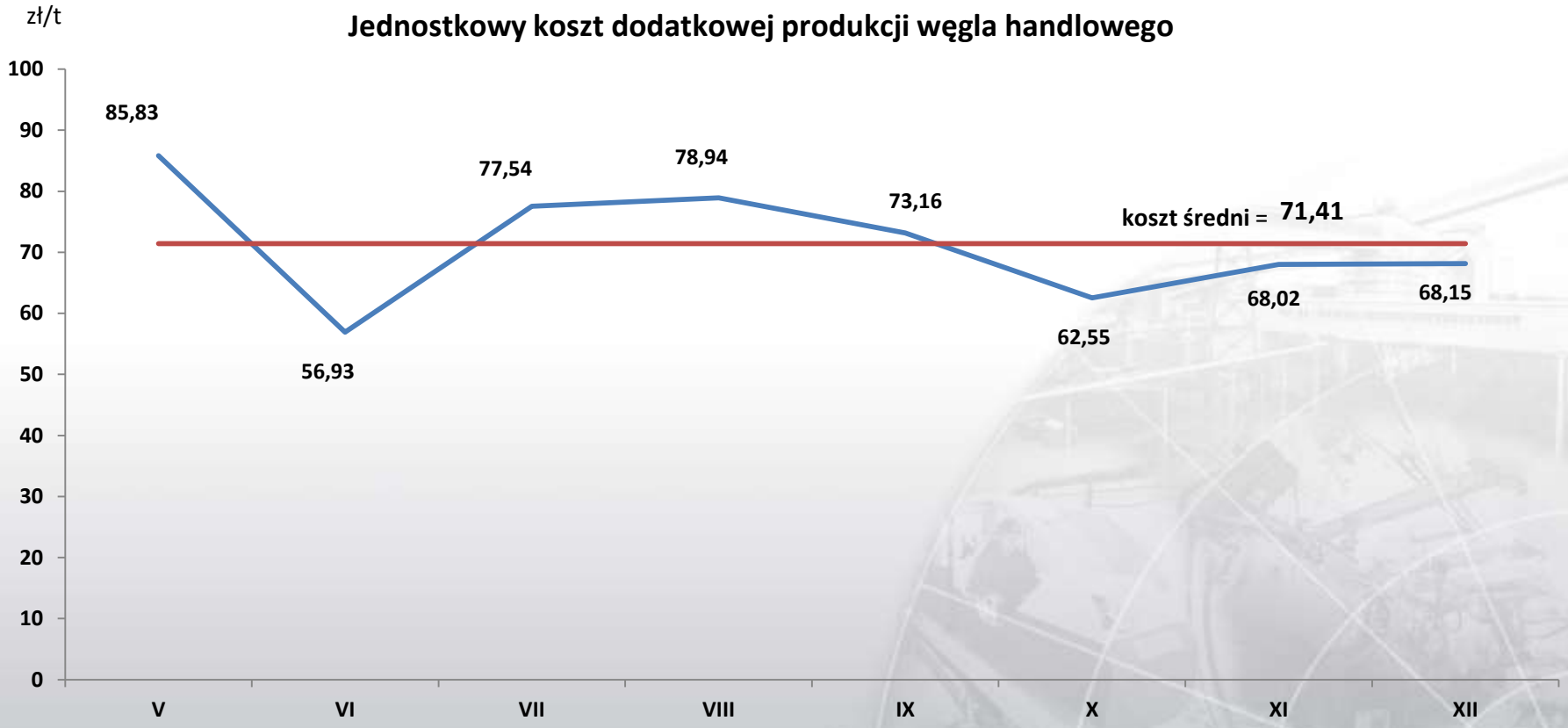
1. **Praca w soboty będzie realizowana na zasadach godzin nadliczbowych przy zachowaniu norm Kodeksu Pracy.**
2. **Finansowanie nadgodzin wynikających z produkcji w 6-tym dniu pracy będzie poza ustalonym limitem średniej płacy dla kopalni „Rydułtowy-Anna” określonym w PTE 2015.**
3. **Praca będzie realizowana pilotażowo na 1 zmianie roboczej z możliwością rozszerzenia w zależności od bieżącej sytuacji w zakresie zbytu.**
4. **Praca będzie realizowana na zasadach pełnej dobrowolności ze strony załóg.**
5. **Strona społeczna będzie informowana na bieżąco i o wynikach i efektach ekonomicznych osiąganych w soboty.**

Wprowadzony model wydłużonego cyklu produkcyjnego umożliwił kopalni zwiększenie wydobycia średnio o 6,1 %. Sumarycznie w analizowanym okresie kopalnia dodatkowo w soboty wydobyła 90 100 ton produkcji.

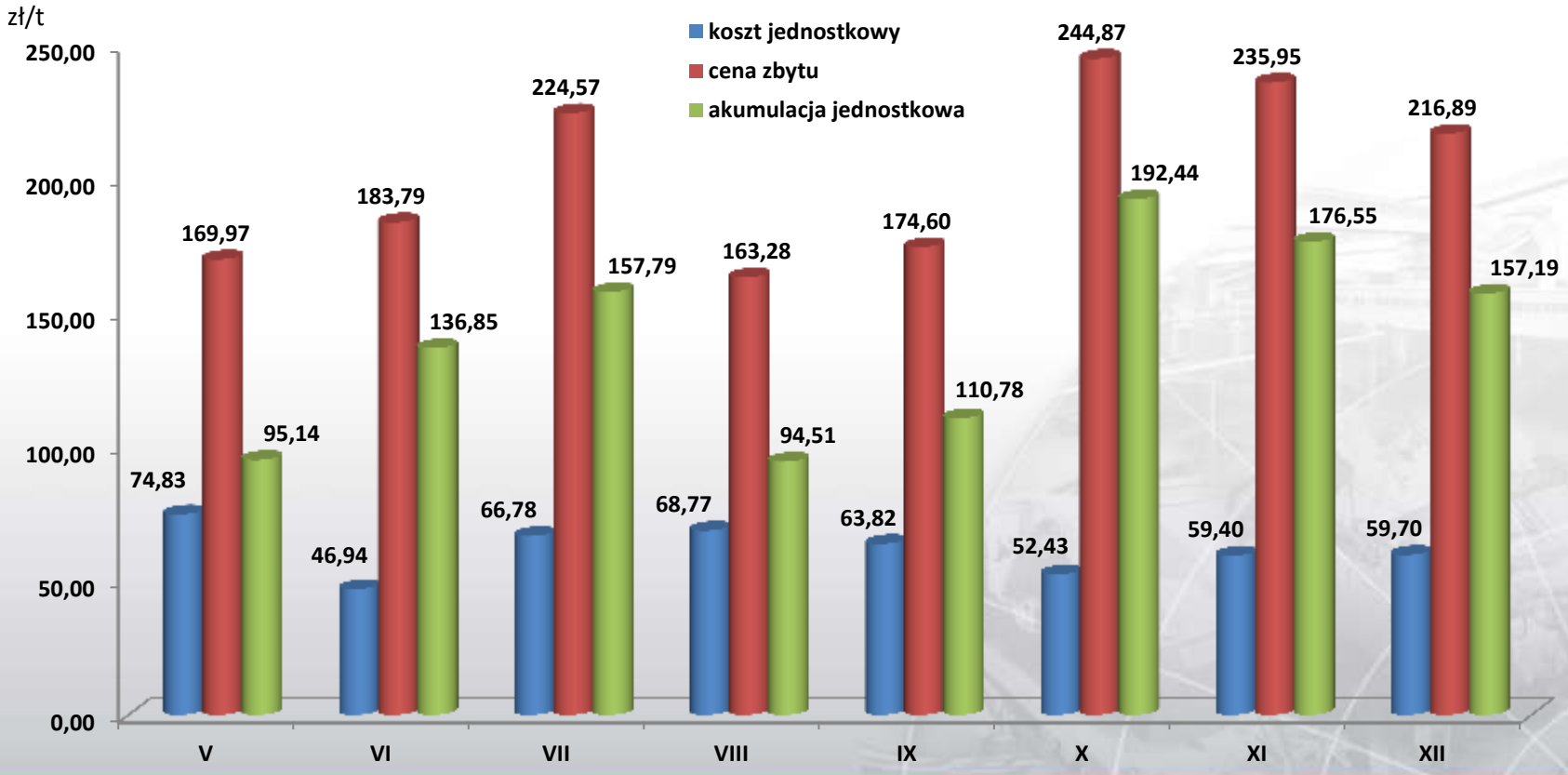
Poniższy wykres przestawia wpływ dodatkowej produkcji osiąganej w soboty na średniodobowe wydobycie kopalni w m-cach maj-grudzień 2015 (w hipotetycznym układzie bez sobót, na tle realnego wykonania z sobotami).



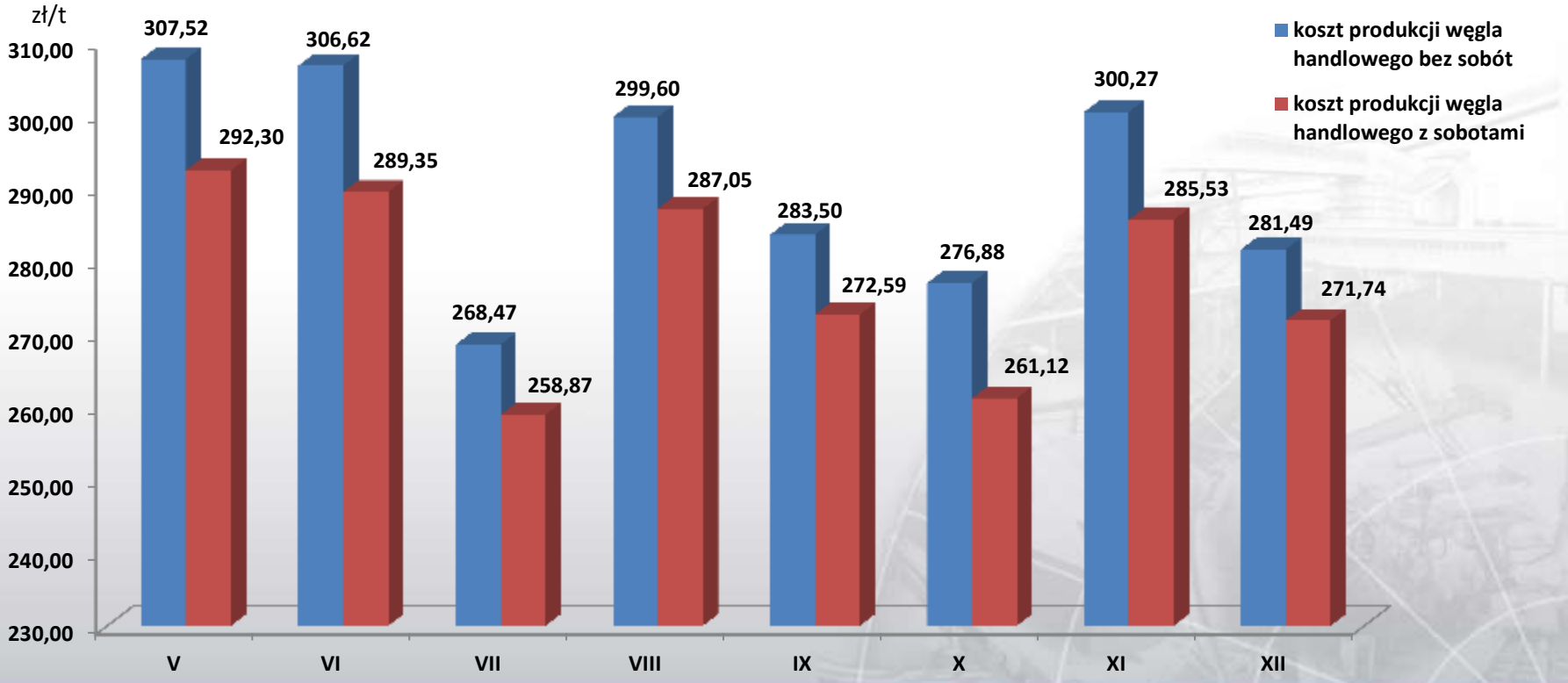
Wdrożenie tego modelu miało istotny wpływ na obniżenie jednostkowego kosztu produkcji węgla handlowego. W analizowanym okresie jednostkowy koszt dodatkowej produkcji węgla w soboty wahał się w przedziale od 56,93 zł/t – 85,83 zł/t i w poszczególnych m-cach kształtował się następująco:



W analizowanym okresie średnia cena zbytu produkowanych sortymentów kształtowała się w przedziale od 163,28 zł/t do 244,87 zł/t i była uzależniona od rodzaju mieszanek i klas jakościowych oraz kierunków sprzedaży. Akumulacja jednostkowa na 1 tonie wynosiła od min. 94,51 zł/t do 192,44 zł/t i zawsze osiągała wartości dodatnie. Poniższy wykres przedstawia wynik sprzedaży węgla produkowanego w soboty w okresie od V – XII.2015 r.



Niski poziom kosztów jednostkowych dodatkowej produkcji w soboty miał wpływ na obniżenie całkowitego jednostkowego kosztu produkcji węgla handlowego w poszczególnych miesiącach. W każdym z analizowanych m-cy 2015 roku następowała redukcja jednostkowego kosztu produkcji węgla handlowego w przedziale od 3,5 % do 5,7 %. Poniższy wykres przedstawia jak kształtowały się koszty jednostkowe w zestawieniu z hipotetycznym wariantem wydobycia bez sobót.



Wdrożenie zatem tego rozwiązania nie tylko miało wpływ na zmniejszenie zagrożenia tąpaniowego poprzez stałą regularność wydobycia, ale także umożliwiło kopalni poprawę podstawowych parametrów techniczno-ekonomicznych.

Poniższa tabela przedstawia jaki wpływ miało wprowadzenie regularnego wydobycia w soboty na osiągane wyniki na tle planu techniczno-ekonomicznego kopalni w 2015 roku.

lp	Wyszczególnienie	j.m	PTE 2015	Prognoza wykonania 2015r.	Odchylenie
0	*1*	*2*	*3*	*4*	*5 (4-3)*
1	Wydobycie roczne	ton	2 122 800	2 268 050	145 250
2	Wydobycie dobowe	t/d	8 457	9 036	579
3	Wydajność	t/zatr/rok	640	683	43
4	Jednostkowy koszt produkcji węgla handlowego	zł/t	298,91	285,25	-13,66

Przedstawione powyżej dane jednoznacznie potwierdziły, że prowadzenie wydobycia w dodatkowym dniu wolnym od pracy jest technicznie i ekonomicznie uzasadnione. Wobec powyższych faktów, kopalnia w uzgodnieniu z Zarządem i w konsultacji z zakładowymi organizacjami związków zawodowych planuje kontynuację tego rozwiązania w 2016 roku.

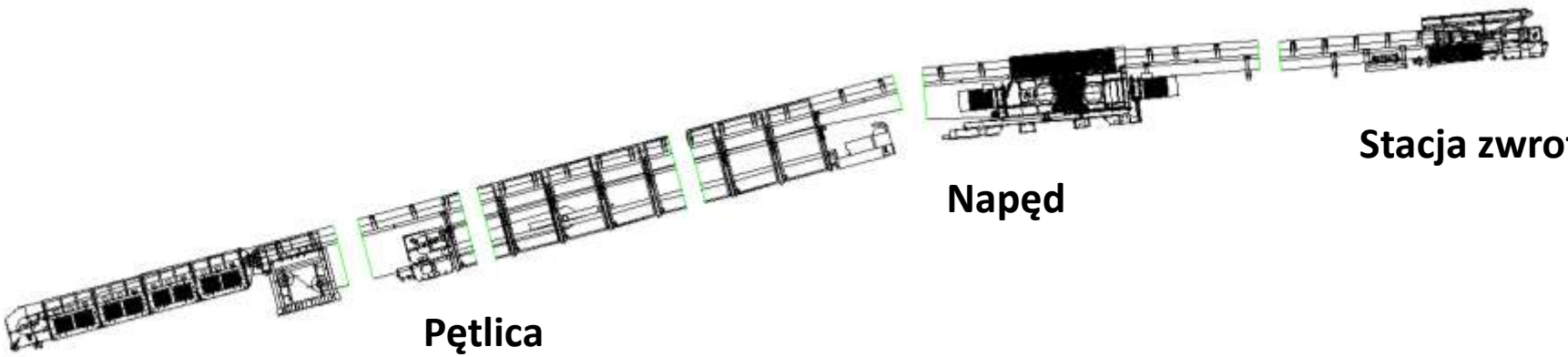
Dziękuję za uwagę.

KOMPANIA WĘGLOWA S.A.

Zastosowanie ruchomego korpusu napędu w przenośniku taśmowym AR-PT 1200 w Oddziale KWK „Halemba-Wirek”



Ruda Śląska 30.09.2015r.

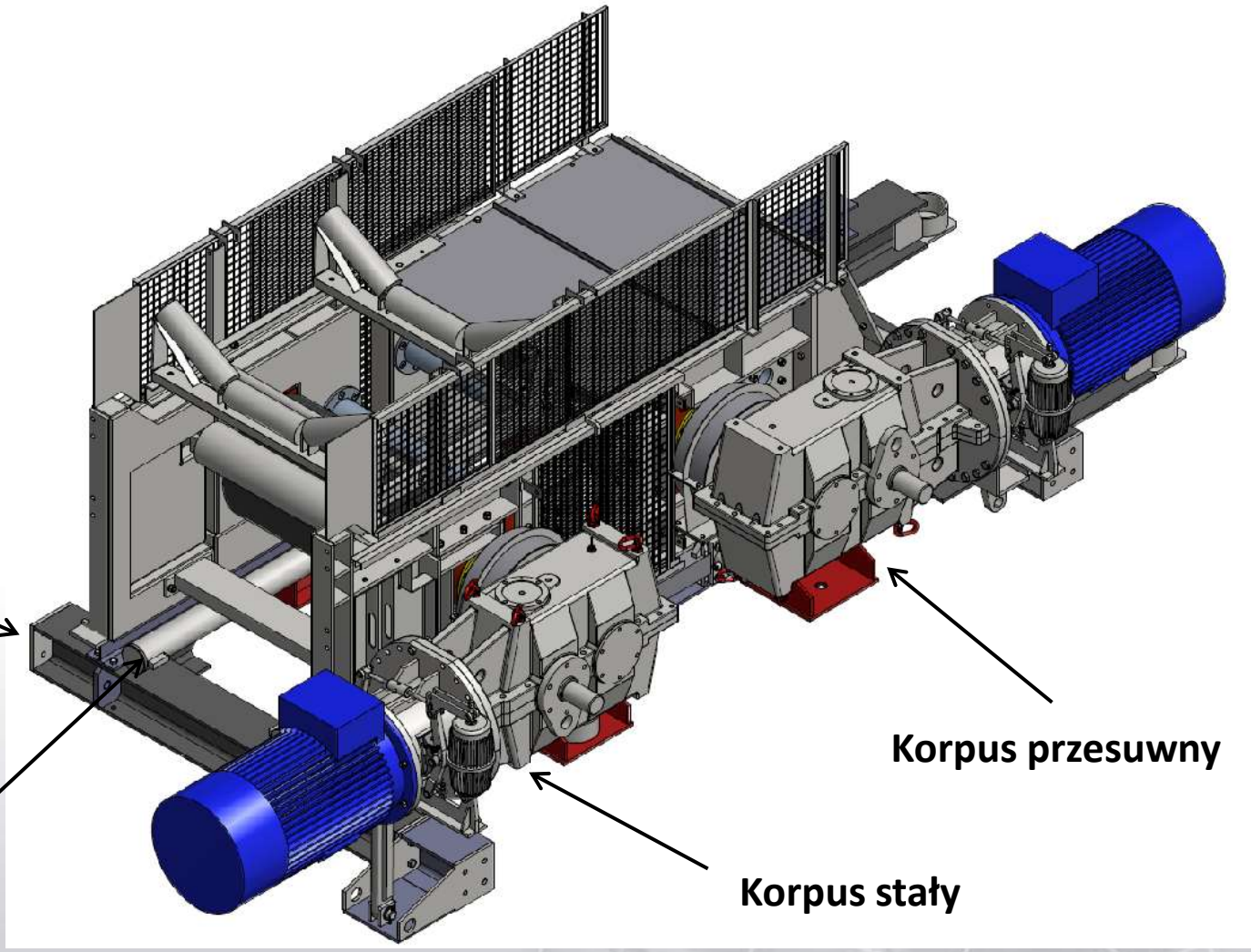


Wysięgnik

Omawiany przenośnik zabudowany jest w wyrobisku o 9° upadzie (przekop do pokładu 402 na poz. 1030m). Napęd umiejscowiono w końcowej części przenośnika. Ze względu na nachylenie wyrobiska występowały duże utrudnienia z uzyskaniem luzu taśmy w rejonie napędu przenośnika podczas wykonywania prac konserwacyjnych i naprawczych takich jak wymiana bębnów napędowych itp. Uzyskanie luzu taśmy przenośnika realizowano poprzez zluzowanie stacji napinającej, a następnie taśma była podciągana za pomocą wciągarek ręcznych. Główne zagrożenie podczas wykonywania prac związanych z uzyskiwaniem luzu taśmy przenośnikowej niosła za sobą energia skumulowana w napiętej taśmie, która mogła ulec nagłemu wyzwoleniu w sposób niekontrolowany. W znacznym stopniu taki sposób postępowania wydłużał czas postoju odstawy urobku.

W celu poprawienia opisanej sytuacji wyposażono przenośnik w napęd z przesuwnym korpusem typu AR-PT

Kadłub napędu składa się z trzech podstawowych elementów:
podstawy napędu, korpusu napędu stałego i korpusu napędu ruchomego.
Korpus napędu stałego przymocowany jest do zakotwionej lub rozpartej podstawy napędu.



Korpus napędu ruchomego zamocowany jest do wózków, które umożliwiają jego przesuwanie w kierunku zgodnym lub przeciwstawnym z kierunkiem biegu taśmy. Wielkość przesunięcia można regulować za pomocą dwóch siłowników hydraulicznych.





Siłowniki umożliwiają rozsunięcie bębnów w zakresie 1500 mm. Zablokowanie pozycji korpusu ruchomego odbywa się za pomocą bloków zaworowych zabudowanych przy siłownikach, dodatkowo dla bezpieczeństwa wózki korpusu wyposażone są w siłowniki blokujące jego przesuw poprzez wbudowane sprężyny talerzowe.

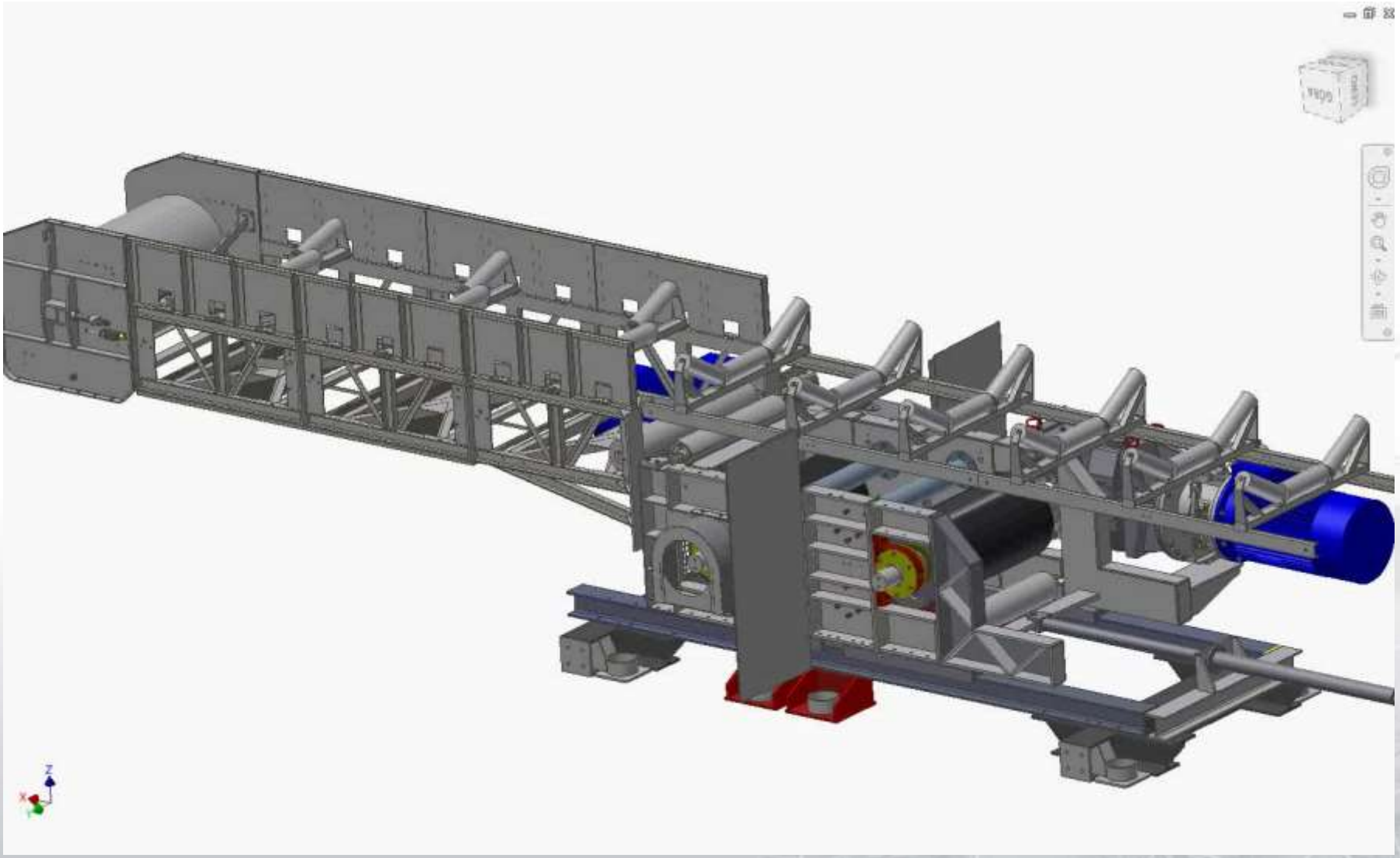


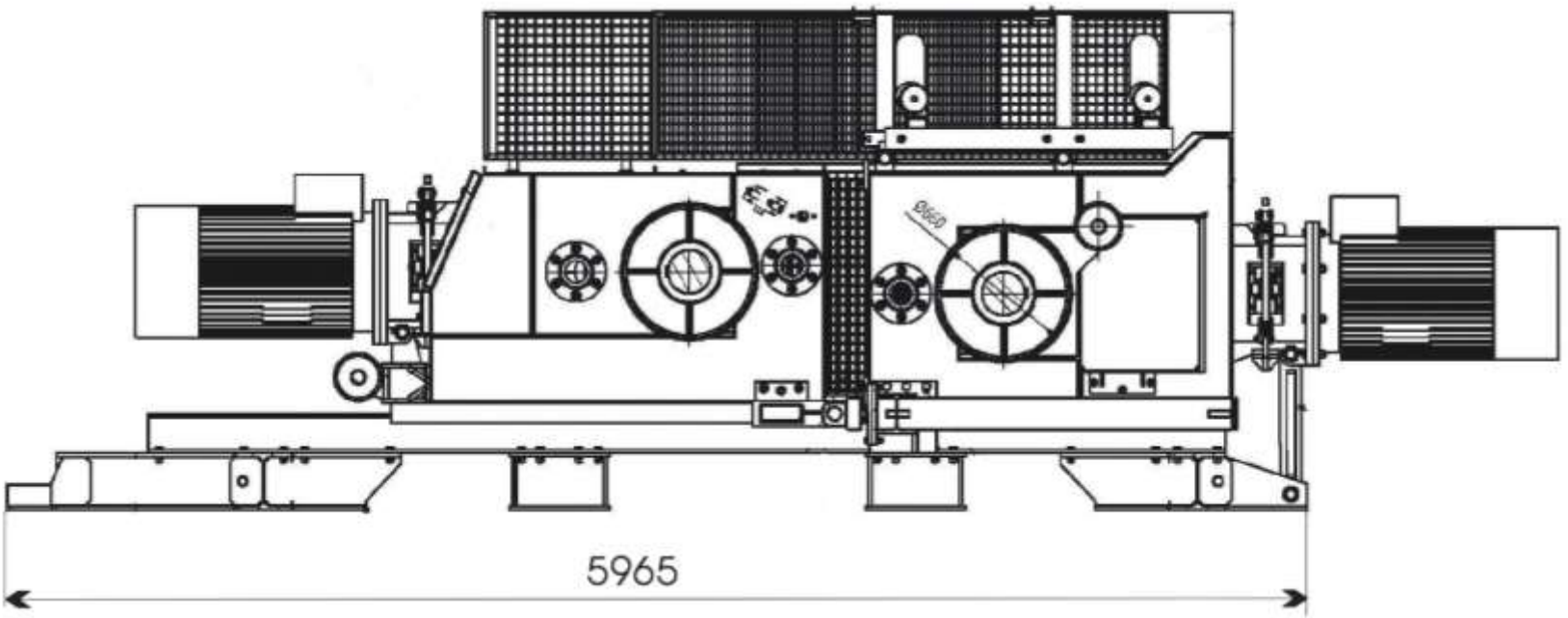
Siłowniki przesuwu

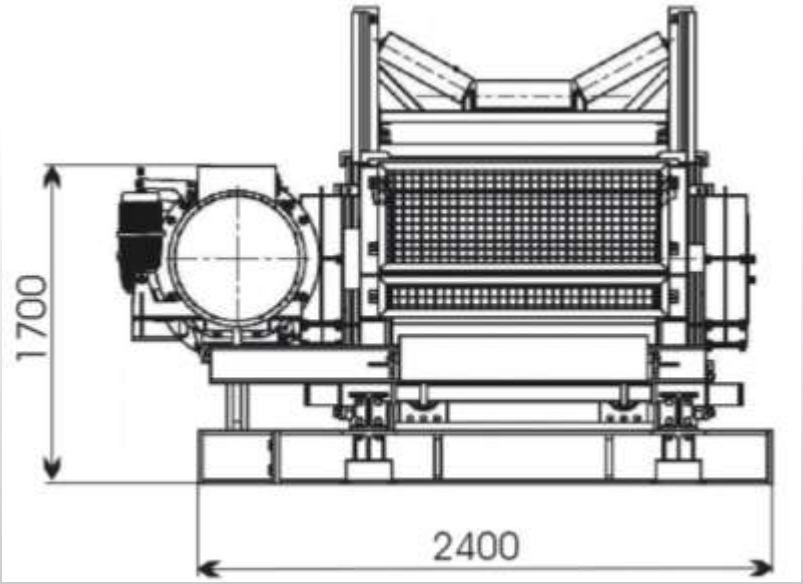


Siłowniki przesuwu

Zasada działania




5965


1700
2400

CHARAKTERYSTYKA PRZENOŚNIKA AR-PT

1. Silniki zabudowane równolegle do osi przenośnika.
2. Połączenie przekładni z bębnem napędowym przy pomocy połączenia kołnierzowego umożliwiające wysprzęglenie przekładni bez konieczności cofania przekładni.
3. Połączenie przekładni z silnikiem poprzez tuleję sprzęgłową.
4. Bębny napędowe zabudowane w nie dzielonych obsadach mocowanych w konstrukcji przenośnika.
5. Napęd uniwersalny z możliwością zabudowy bębnów od 500-830 mm.
6. Możliwość wymiany bębnów bez konieczności ściągania taśmy z napędu.
7. Możliwość zabudowy podwyższenia dla zabudowy napędu na nachyleniach.
8. Możliwość regulacji kąta pochylenia przekładni w zakresie dopuszczalnych nachyleń przenośnika.
9. Przekładnia z chodnicą oleju.
11. Przekładnia z możliwością zabudowy sprzęgła jednokierunkowego.
12. Hamulce szczękowe ze zwalniakami.
13. Napęd zabudowany na ramie umożliwiającej zabudowę i prawidłowe ustawienie bez konieczności zabudowy na fundamencie betonowym.

CHARAKTERYSTYKA PRZENOŚNIKA AR-PT - ciąg dalszy

14. Konstrukcja zespołów napędowych umożliwia ich montaż zarówno z lewej jak i prawej strony.
15. Możliwość napinania i luzowania taśmy poprzez hydrauliczne przesunięcie drugiego układu napędowego względem pierwszego siłownikami o skoku 1,5m.
16. Siłowniki mogą być zasilane z kopalnianej magistrali ciśnieniowej.
17. Przesunięcie drugiego układu napędowego jest blokowane samoczynnie i odhamowywane hydraulicznie.
18. Napinanie i luzowanie taśmy jest możliwe w trakcie ruchu i postoju przenośnika.
19. Takie rozwiązanie pozwala na regulowanie napięcia taśmy w trakcie eksploatacji przenośnika –bez konieczności jej skracania i znacznie ogranicza konieczność zabudowy stacji napinającej.

Dziękuję za uwagę

Autorzy projektu:
Witold Łukoszek
Andrzej Banaś
Tomasz Bartoszek

Zastosowanie ruchomego korpusu napędu w przenośniku taśmowym AR-PT 1200

The Usage of Movable Body in Conveyors Belt AR-PT 1200

Witold Łukoszek, Tomasz Bartoszek, Andrzej Banaś
Kompania Węglowa S.A. Oddział KWK „Halemba-Wirek”

STRESZCZENIE: Tematem referatu jest napęd przenośnika taśmowego AR-PT 1200. Jest on wyposażony w elementy umożliwiające przesuwanie jednego z napędów. Dzięki tej funkcji istnieje możliwość uzyskania luzu taśmy przenośnikowej. Jest to szczególnie istotne podczas prowadzenia prac konserwacyjno-naprawczych w rejonie napędu. Uzyskany w ten sposób luz nie powoduje zagrożenia pochodzącego z akumulowanego naprężenia taśmy podczas naciągania taśmy wciągarkami. Sposób ten jest bezpieczny dla załogi pracującej w rejonie napędu przenośnika.

SUMMARY: The topic of this paper is the propulsion of AR-PT 1200 conveyors belt. It is equipped with elements that allow moving one of the propulsion. Thanks to that function there is a possibility of obtaining a clearance of conveyor's belt. This possibility is especially useful during maintenance and repairing of the propulsion area. The acquired clearance does not pose a threat from the strain of the belt during belt stretching with a winch. It is safe for the crew working in the propulsion of the conveyors belt.

Przenośnik taśmowy AR-PT 1200 został zainstalowany w ciągu przenośników głównej odstawy urobku w wyrobisku o średnim nachyleniu około 9° po upadzie.

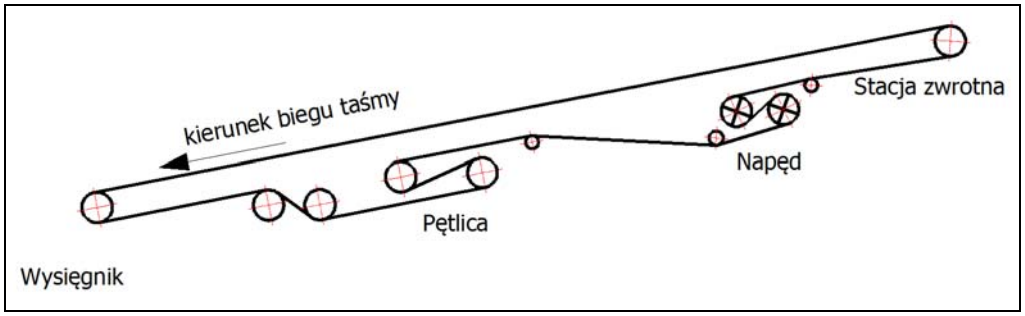
Konfiguracja przenośnika została dobrana w ten sposób, że napęd zabudowany jest w końcowej części przenośnika w najwyższym miejscu wyrobiska.

Ze względu na nachylenie wyrobiska oraz długość przenośnika – 630 m podczas wykonywania prac konserwacyjnych i naprawczych takich jak wymiana bębnów napędowych występowały duże utrudnienia z uzyskaniem luzu taśmy w rejonie napędu przenośnika.

Uzyskanie luzu taśmy przenośnika realizowano poprzez zluzowanie stacji napinającej, a następnie podciąganie taśmy za pomocą wciągarek ręcznych. Główne zagrożenie podczas wykonywania prac związanych z uzyskiwaniem luzu taśmy przenośnikowej niosła za sobą energia skumulowana w napiętej taśmie, która mogła ulec nagłemu wyzwoleniu w sposób niekontrolowany. Podczas używania wciągarek ręcznych konieczne jest przebywanie załogi w bezpośrednim sąsiedztwie taśmy, co dodatkowo zwiększało ryzyko narażenia na kontakt pracownika z taśmą w przypadku zerwania połączenia wciągarki z taśmą.

Używanie wciągarek ręcznych w znacznym stopniu wydłuża również czas potrzebny do przygotowania taśmy przenośnikowej do prac konserwacyjnych lub naprawczych. Ma to szczególne znaczenie podczas wystąpienia sytuacji awaryjnych gdyż postój przenośnika powoduje postój całej odstawy głównej urobku na poziomie.

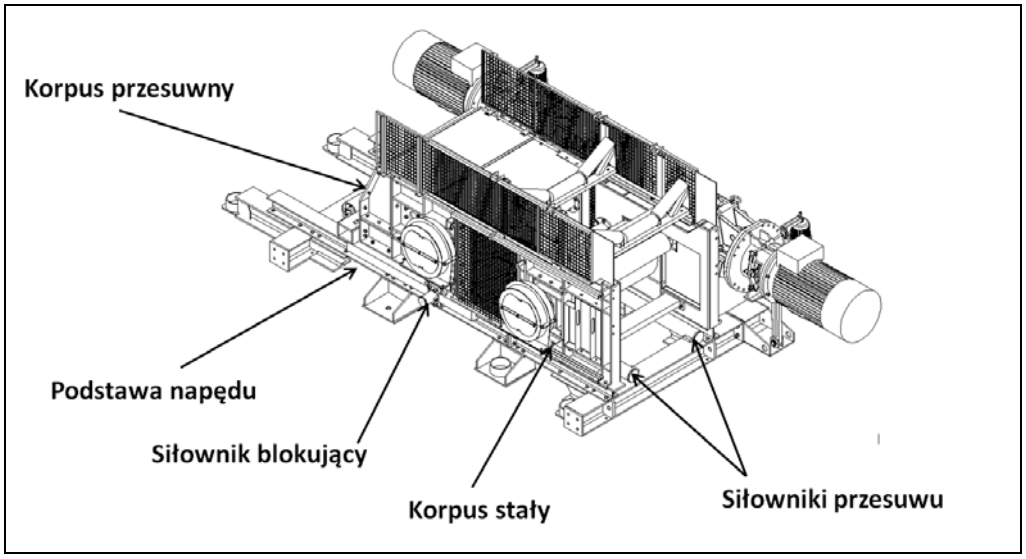
Przenośnik typu AR-PT 1200, który zastąpił uprzednio zainstalowany tam przenośnik jest wyposażony w ruchomy korpus napędu. Konfiguracja przenośnika nie została zmieniona, tj. napęd zabudowany został w końcowej części przenośnika w najwyższym miejscu wyrobiska, które prowadzone jest po upadzie średnio 9°.



Rys. 1. Schemat biegu taśmy
Figure 1. Course scheme of belt

Kadłub napędu składa się z trzech podstawowych elementów: podstawy napędu, korpusu napędu stałego i korpusu napędu ruchomego. Korpus napędu stałego przymocowany jest do zakotwionej i/lub rozpartej podstawy napędu. Korpus napędu ruchomego zamocowany jest do wózków, które umożliwiają jego przesuwanie w kierunku zgodnym lub przeciwstawnym z kie-

runkiem biegu taśmy. Wielkość przesunięcia można regulować za pomocą dwóch siłowników hydraulicznych.

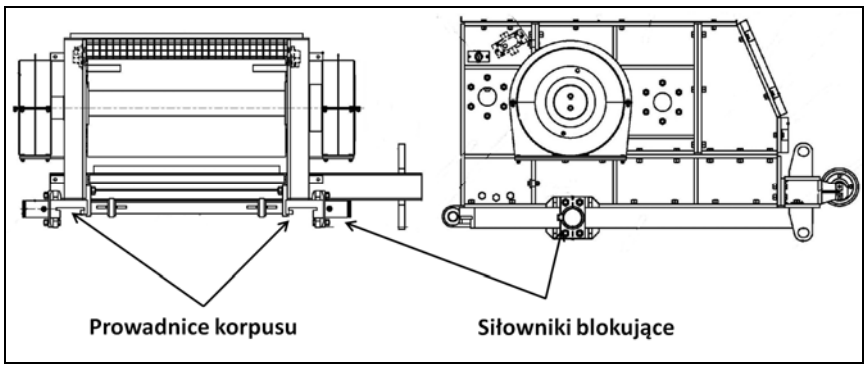


Rys. 2. Napęd przenośnika AR-PT 1200
Figure 2. Propulsion of conveyor AR-PT 1200

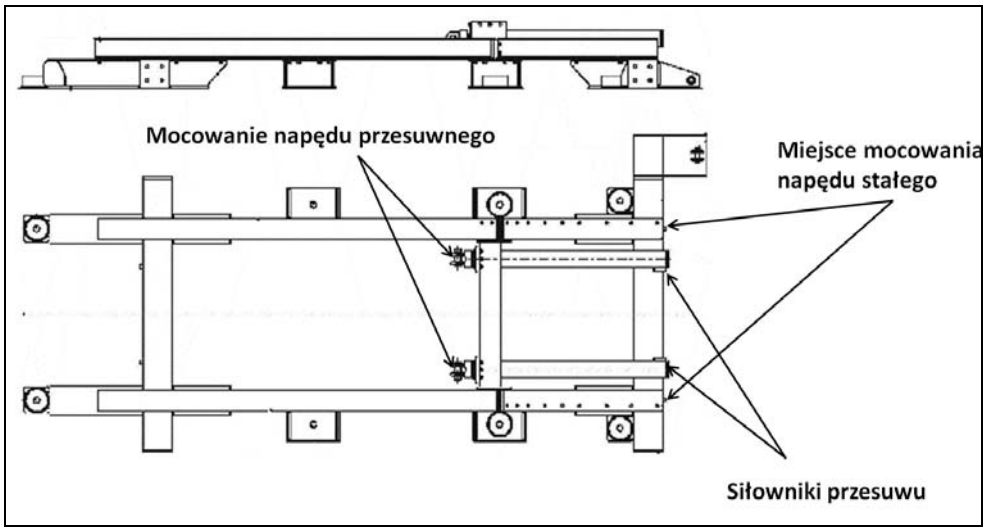
Przesuwanie jednego korpusu wraz z bębnem napędowym sprawia, że istnieje możliwość rozprężania sił działających w taśmie i jej luzowania np. przy zablokowaniu taśmy lub innych pracach konserwacyjnych czy serwisowych. Siłowniki umożliwiają rozsunięcie bębnów w zakresie do 1500 mm.

Korpus ruchomy jest na stałe zablokowany poprzez sprężyny talerzowe uniemożliwiające jego przesunięcie. W celu przesunięcia korpusu ruchomego przed podaniem ciśnienia na siłowniki przesuwu należy podać ciśnienie na siłowniki przy wózkach napędu ruchomego celem odblokowania sprężyn talerzowych. Siłowniki odblokowujące hamulce talerzowe zasilane są z sieci ciśnienia hydraulicznego i sterowane s za pomocą bloków zaworowych. Po wykonaniu operacji przesuwu korpusu hamulce automatycznie blokują możliwość przesunięcia.

Napinanie i luzowanie taśmy jest możliwe w trakcie ruchu i postoju przenośnika. Takie rozwiązanie pozwala na regulowanie napięcia taśmy w trakcie eksploatacji przenośnika bez konieczności jej skracania i znacznie ogranicza konieczność zabudowy stacji napinającej.



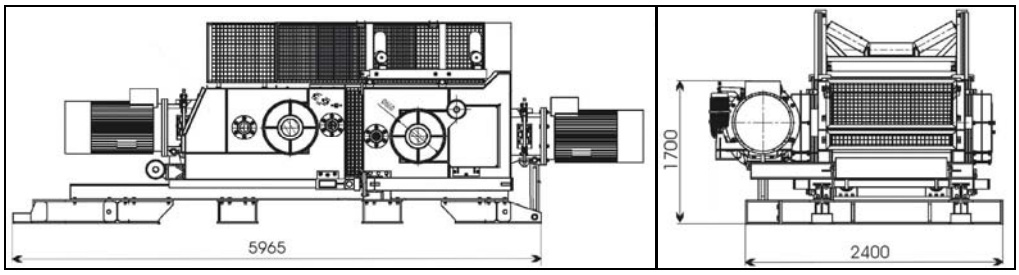
Rys. 3. Korpus napędu przesuwnego
Figure 3. Body of movable propulsion



Rys. 4. Podstawa napędu
Figure 4. Propulsion groundwork

Zastosowanie ruchomego korpusu napędu umożliwia uzyskanie luzu taśmy przenośnika zabudowanego na dużym upadzie bez konieczności stosowania dodatkowych urządzeń (kołowrotów, wciągarek ręcznych itp.), skraca w dużym stopniu czas potrzebny na wykonanie tej czynności, ułatwia pracę zatrudnionej załodze oraz poprawia jej bezpieczeństwo.

Główne zagrożenie podczas wykonywania prac związanych z uzyskiwaniem luzu taśmy przenośnikowej niesie ze sobą energia skumulowana w napiętej taśmie, która może ulec nagłemu wyzwoleniu w sposób niekontrolowany. Podczas ściągania taśmy wciągarkami ręcznymi istniało ryzyko zerwania połączenia wciągarki z taśma i narażenie na bezpośredni kontakt z naprężoną taśmą pracowników obsługujących wciągarki. Zastosowanie ruchomego korpusu napędu ogranicza w znacznym stopniu to zagrożenie poprzez wyeliminowanie konieczności przebywania załogi w bezpośrednim sąsiedztwie taśmy. Poprawia również komfort pracy załogi zatrudnionej ww. prac, a także w dużym stopniu skraca czas potrzebny do uzyskania luzu na taśmie przenośnikowej.



Rys. 5. Gabaryty napędu przenośnika taśmowego AR-PT 1200
Figure 5. Propulsion dimension of conveyors AR-PT 1200

Pozostałe cechy przenośnika taśmowego AR-PT 1200:

1. Silniki zabudowane równolegle do osi przenośnika.
2. Połączenie przekładni z bębnem napędowym przy pomocy połączenia kołnierzowego umożliwiające wysprzęglenie przekładni bez konieczności cofania przekładni.
3. Połączenie przekładni z silnikiem poprzez tuleję sprzęgłową.
4. Bębny napędowe zabudowane w niedzielonych obsadach mocowanych w konstrukcji przenośnika.
5. Napęd uniwersalny z możliwością zabudowy bębnów od 500-830 mm.
6. Możliwość wymiany bębnów bez konieczności ściągania taśmy z napędu.
7. Możliwość zabudowy podwyższenia dla zabudowy napędu na nachyleniach.
8. Możliwość regulacji kąta pochylenia przekładni w zakresie dopuszczalnych nachyleń przenośnika.

9. Przekładnia z chodnicą oleju.
11. Przekładnia z możliwością zabudowy sprzęgła jednokierunkowego.
12. Hamulce szczękowe ze zwalniakami.
13. Napęd zabudowany na ramie umożliwiającej zabudowę i prawidłowe ustawienie bez konieczności zabudowy na fundamencie betonowym.
14. Konstrukcja zespołów napędowych umożliwia ich montaż zarówno z lewej jak i prawej strony.
15. Możliwość napinania i luzowania taśmy poprzez hydrauliczne przesunięcie drugiego układu napędowego względem pierwszego siłownikami o skoku 1,5 m.
16. Siłowniki mogą być zasilane z kopalnianej magistrali ciśnieniowej.
17. Przesunięcie drugiego układu napędowego jest blokowane samoczynnie i odhamowywane hydraulicznie.
18. Napinanie i luzowanie taśmy jest możliwe w trakcie ruchu i postoju przenośnika.

Wykorzystanie standardów TCO do oceny kosztowej eksploatacji rudy miedzi metodami mechanicznymi

Mirosław Lewicki
KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze „Lubin”

Marek Czechowski
KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze „Lubin”

Grzegorz Hendrykowski
KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze „Lubin”

Rafał Nowakowski
KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze „Lubin”

STRESZCZENIE: Wprowadzanie mechanicznego urabiania skał złożowych silnie zwięzłych w warunkach podziemnej kopalni miedzi wymusza działania związane z powiązaniem nowych technologii prowadzenia prac górniczych na dużych głębokościach ze skutecznymi instrumentami finansowymi oceny kosztów obecnie ponoszonych i przyszłych. Analiza prowadzona w oparciu o koszty całkowite wykazuje szereg zalet w porównaniu do innych metod kosztowych, szczególnie przy szacowaniu kosztów wprowadzania nowych technologii realizacji procesu wydobycia rudy miedzi. Korzyści z wykorzystania metody TCO zobrazowano na tle wdrożenia tej metody do procedur zakupowych samojezdnych maszyn górniczych w KGHM Polska Miedź S.A. Standardy TCO umożliwiają analityczną ocenę realizowanych projektów badawczych w ujęciu kosztowym. Pozwalają ponadto na skuteczne z ekonomicznego punktu widzenia wnioskowanie w zakresie wyboru efektywnych obszarów technologii urabiania mechanicznego.

SŁOWA KLUCZOWE: Urabianie mechaniczne, metoda TCO, analiza kosztowa

Use of TCO Standards for Cost Estimation of Exploitation of Copper Ore by Mechanical Methods

Implementation of mechanical quarrying of heavily dense lode rocks in condition of underground cooper mine imposes actions connected with a link between new technologies of carrying out mining operations at great depths and efficient financial instruments used for estimate of costs born currently and in the future. Analysis based upon total cost of implementation of new technologies shows a number of advantages compared to other cost methods, particularly by estimating costs of implementation of new technologies of realization of process of copper ore mining. Advantages of using TCO method were illustrated in the background of implementation of this method into purchasing procedures self-propelled mining machines purchase procedures in KGHM Polska Miedź S.A. TCO standards provide analytic estimation of research projects under fulfilment in terms of cost. They also make it possible to efficiently make economic arguments in scope of a choice of efficient areas of technology of mechanical quarrying.

KEYWORDS: Mechanical quarrying, TCO method, cost analysis

Problemy techniczno-eksploatacyjne urządzeń dźwigowych instalowanych w szybach górniczych

Jerzy Kwaśniewski
Katedra Transportu Linowego AGH

Szymon Molski
Katedra Transportu Linowego AGH

Zygmunt Zuski
Kopalnia Soli Wieliczka

Jerzy Czyżowski
Kopalnia Soli Wieliczka

STRESZCZENIE: W artykule zawarto podstawowe informacje z zakresu eksploatacji urządzeń dźwigowych instalowanych w szybach górniczych. Problematyka ta ma szczególne znaczenie, kiedy kopalnie wykorzystywane są jako atrakcje turystyczne. Zapewnienie odpowiedniego poziomu bezpieczeństwa transportu turystów z wykorzystaniem tzw. dźwigów osobowych w połączeniu z wymaganiami obowiązującymi w kopalniach jest wyzwaniem dla kadry technicznej. W artykule opisano warunki eksploatacji dźwigów osobowych zabudowanych w szybie górniczym Kopalni Soli Wieliczka oraz koncepcję zabudowy szybu i szybiku Zabytkowej Kopalni Węgla Kamiennego Guido.

SŁOWA KLUCZOWE: Zabytkowa kopalnia, eksploatacja dźwigów osobowych w szybie górniczym

1. WSTĘP

Coraz częściej wyłączane z eksploatacji kopalnie odchodzą od działalności wydobywczej na rzecz ruchu turystycznego, dostosowując chodniki tak, aby spełniały one funkcję tras turystycznych, zmieniając konstrukcję szybu i poszukując alternatywnego a zarazem bezpiecznego środka transportowego. Zakup i montaż dźwigów osobowych okazał się być mniej kosztowny niż tradycyjny wyciąg szybowy przeznaczony do jazdy ludzi. Popularne windy są urządzeniami ogólnie dostępnymi, dzięki czemu budzą większe zaufanie wśród turystów niż klatka górnicza. Zastosowanie tych urządzeń transportowych jest bardzo szerokie: od budynków użyteczności publicznej po mieszkalne, mogą być zabudowane wewnątrz lub na zewnątrz obiektów. Dodatkowo koszt eksploatacji w dłuższym czasie może okazać się niższy ze względu na zastosowanie najnowszej generacji napędów i podzespołów. Silniki napędowe, mimo że odznaczają

się dużą mocą jak na urządzenie dźwigowe, potrzebują dużo mniej energii do pracy niż klasyczne maszyny wyciągowe.

Problematykę eksploatacji urządzeń dźwigowych instalowanych w szybach górniczych przedstawiono na przykładzie funkcjonującego rozwiązania w kopalni soli w Wieliczce oraz w oparciu o wstępną koncepcję (praca inżynierska AGH KTL) zabudowy szybu Zabytkowej Kopalni Węgla Kamiennego Guido.

Omówiono warunki eksploatacji dźwigów osobowych zabudowanych w szybie górniczym Kopalni Soli Wieliczka. Urządzenia pracują w przebudowanym szybie Regis, będącym najstarszym czynnym w Wieliczce szybem górniczym, którego początki sięgają XIV wieku. Być może nie jest to największa instalacja dźwigowa, jednak niewątpliwie wyjątkowa ze względu na swoją lokalizację. Wielicka kopalnia działa nieprzerwanie od połowy XIII wieku. W ciągu siedmiu stuleci na dziewięciu poziomach sięgających do 327 metrów w głąb wydrążono 26 szybów i wybrano sól z 2040 komór. W ten sposób powstał podziemny labirynt liczący prawie 300 km korytarzy. Zorganizowany ruch turystyczny w kopalni odbywa się od końca XVIII w. W 1978 r. kopalnia została wpisana na I Listę Światowego Dziedzictwa Kulturowego i Przyrodniczego UNESCO. W 2015 r. kopalnię soli w Wieliczce odwiedziła rekordowa liczba turystów– 1 mln 390 tys.

Kopalnia Guido to unikatowa na skalę światową kopalnia węgla kamiennego, bowiem zachowane wyrobisko nie ma odpowiednika w innych ośrodkach muzealnych na świecie. ”Skansen” tworzą korytarze na poziomach 170 i 320 metrów oraz zespół zabudowy powierzchniowej wraz z wyposażeniem technicznym. Przewidywana jest zatem zabudowa dźwigów osobowych w szybie ze zjazdem na poziom 170 m oraz w szybiku ze zjazdem od 170 do 320 m.

Poziom 170 prezentuje metody wydobycia węgla i pracę górnika z przełomu XIX i XX wieku oraz historię tego przemysłu na obszarze Śląska. Poziom 170 charakteryzuje się interaktywną formułą zwiedzania, uzupełnioną efektami światła i dźwięku. Osoby zwiedzające słyszą trzeszczenie stropów, piski szczurów i rozmowy górników. Na poziomie 170 znajduje się również kaplica. Poziom świętej Barbary znajduje w najstarszym udostępnionym obecnie rejonie Kopalni Guido. Obejmuje zabytkowe wyrobiska, komory technologiczne oraz stajnie – większość z tych pomieszczeń wciąż ma jeszcze ślady pracy dawnych górników i autentyczny, górniczy klimat. Patronka górników jest postacią najważniejszą na całej trasie zwiedzania.

Wyrobiska na poziomie 320 są utrzymane w stanie jak najbardziej zbliżonym do pierwotnego, kiedy to górnicy po raz ostatni zakończyli pracę i opuścili kopalnię. Część komór na tym poziomie jest już wykorzystana na działalność usługową i restauracyjną, odbywają się tu liczne koncerty, spotkania i przedstawienia teatralne.

2. ZAGADNIENIA TECHNICZNO-EKSPLOATACYJNE URZĄDZEŃ DŹWGOWYCH

2.1. *Szyb*

Szyb kopalniany charakteryzuje się nietypowym środowiskiem, często agresywnym w stosunku do zastosowanych materiałów. Głównymi utrudnieniami w tym przypadku są wilgoć i zasolenie charakterystyczne dla kopalni soli skutkujące przyspieszoną korozją czy problemami z układami elektronicznymi. Obok problemów natury technicznej warte rozważenia są zawiłości prawne związane z eksploatacją dźwigu osobowego w miejscu, które jest naturalnym środowiskiem dla górniczych wyciągów szybowych oraz zagadnienia dotyczące uwalniania osób w przypadku awarii.

Z uwagi na nowatorskie rozwiązania, tj. zastosowanie po raz pierwszy w kopalni dźwigu towarowo-osobowego, niezbędne było skorelowanie prac projektowych w branżach: górniczej,

budowlanej i mechanicznej, w taki sposób, aby możliwe było funkcjonowanie specjalnego urządzenia wyciągowego w szybie górniczym.

Opracowanie *Historia przebudowy i modernizacji średniowiecznego szybu Regis Kopalni Soli w Wieliczce* [1] wskazuje na wielokrotne remonty i przebudowy szybu, który jest użytkowany od przeszło sześciu wieków. Do przyczyn warunkujących stan techniczny obudowy szybu zaliczane są między innymi wycieki słodkiej wody, spadający urobek (w czasach, gdy szyb był jeszcze używany w celu eksploatacji złoża solnego) i parcie górotworu. Ostatnia przebudowa szybu została podyktowana właśnie złym stanem technicznym jego obudowy oraz zwiększającym się ruchem turystycznym w kopalni. Trwała od 1995 do 2004 roku, natomiast podszybia przebudowano w latach 2010–2011. Szyb poza swoją wdechową funkcją wentylacyjną został przystosowany do wyjazdu turystów.

Szyb Regis po odbudowie uzyskał murowaną z góry do dołu obudowę wstępną (rys. 1). Obudowa ostateczna jest betonowa.

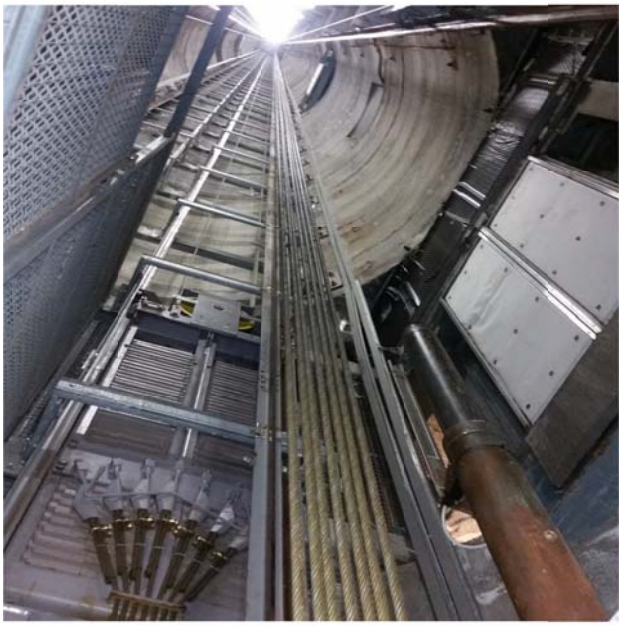
Z racji ryzyka wycieków wodnych do szybu (problem został napotkany w czasie przebudowy na poziomie III [1]) na warstwę muru o grubości 0,38 m położono folię hydroizolacyjną. Ma ona za zadanie nie przepuszczać wilgoci ani wody pod dużym ciśnieniem. Grubość betonowej części obudowy wynosi 0,4 m. Wykonana jest z betonu monolitycznego B25.



Rys. 1. Budowa murowej obudowy wstępnej [1]
Figure 1. Shaft walling

Temperatura wewnątrz szybu oraz na trasach turystycznych jest utrzymywana na poziomie między 14 a 16°C. Wymaga to wydajnego systemu klimatyzacyjnego. Jego funkcją jest utrzymanie stałej temperatury oraz wilgotności powietrza na ustalonym poziomie. Zatem szyb w razie potrzeby jest ogrzewany, a z racji zastosowania klimatyzacji powietrze wchodzące do szybu jest osuszane. Ma to również na celu zapobieganie poruszanym w tym rozdziale problemom związanym z korozją i nadmierną wilgotnością.

Dźwigi pracujące w szybie Regis w Wieliczce są urządzeniami bliźniaczymi z napędem elektrycznym. Ich umiejscowienie w tarczy szybu jest symetryczne (rys. 2).



Rys. 2. Widok z poziomu sztucznego dna na przedział dźwigu pracującego w szybie Regis
Figure 2. View from the artificial shaft bottom on the hoist compartment in the shaft "Regis"

Podobny układ można zastosować w szybie i szybiku Guido. Kabiny są wprawiane w ruch dzięki sprzężeniu ciernemu między kołem linowym a sześcioma linami nośnymi. Olinowanie jest charakterystyczne dla współczesnych dźwigów osobowych, a jego przełożenie wynosi 2:1, co oznacza, że prędkość kabiny jest dwukrotnie mniejsza od prędkości ruchu lin. Ze względu na znaczną wysokość podnoszenia (130 m w Wieliczce, 170 m w Guido) konieczne jest zastosowanie lin kompensacyjnych, nazywanych również linami wyrównawczymi.

Względy techniczne w kopalni soli w Wieliczce powodują brak zainstalowanego na stałe zadaszenia ochronnego na kabinie urządzenia o większej wysokości podnoszenia. Jest ono zatem montowane w przypadku konieczności wykonania jazdy rewizyjnej [4]. W kopalni Guido wszystkie kabiny powinny posiadać zadaszenia kabin.

Dane techniczne dźwigów kopalni Wieliczka [4]

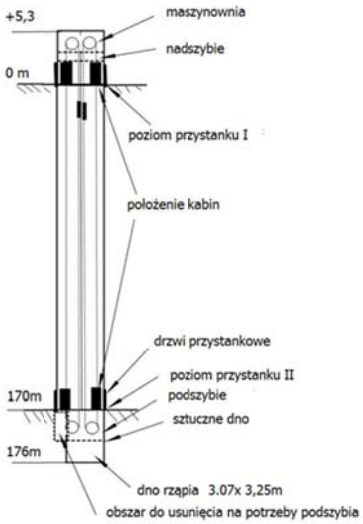
Udźwig	– 1600 kg
Prędkość nominalna	– 4,0 m/s
Wysokość podnoszenia	– 127 m i 131 m
Liczba przystanków	– 3 i 4
Powierzchnia kabiny	– 3,36 m^2
Maszynownia	– górna
Rodzaj rejestrowania	– zbiorcze dwukierunkowe
Sposób obsługi	– samoobsługowe z kontrolą dostępu
	– sterowanie rewizyjne z dachu kabiny

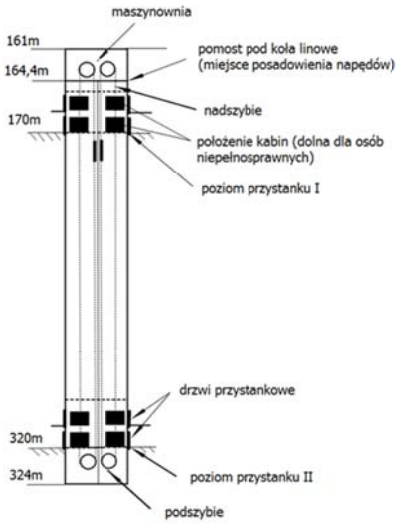
Dane techniczne dźwigów szybu Guido (wg koncepcji AGH)

Udźwig	– 2000 kg
Prędkość nominalna	– 4,0 m/s
Wysokość podnoszenia	– 170 m
Liczba przystanków	– 2 (poziom 0 i 170 m)
Powierzchnia kabiny	– 4,3 m^2
Maszynownia	– górna
Rodzaj rejestrowania	– zbiorcze dwukierunkowe
Sposób obsługi	– samoobsługowe z kontrolą dostępu
	– sterowanie rewizyjne z dachu kabiny

Szyb „Guido" (rys. 3) jest szybem wydechowym, jedno przedziałowym. Szyb ma przekrój beczkowy o wymiarach 4,54×3,70 m. Obudowa szybu wykonana jest z betoników (brak informacji o wodoszczelności). Poniżej poziomu podszybia znajduje się rząpie o głębokości 6 m (wolne od wody – nie ma urządzenia do odwadniania) o wymiarach 3,07×3,25 m (rys. 4). Szyb posiada depresyjny budynek nadszybia z zabezpieczeniami wlotów szybowych poprzez wrota szybowe, skrzydłowe uruchamiane ręcznie. Na głębokości 57 mb znajduje się rynna ściekowa na całym obwodzie szybu. Ponadto na głębokości 105 mb jest wykonana wnęka dla tymczasowego odwadniania. Woda ociekowa z szybu przemieszczana jest do szybika Guido.

Kabina segmentowa powinna być wykonana z blachy nierdzewnej fakturowanej lub innego materiału. Podłoga – wykładzina PCV przeciwpoślizgowa albo blacha żeberkowa albo inny materiał. W ścianach tylnych kabin należy wykonać drzwi ewakuacyjne o szerokości około 650 mm w celu umożliwienia przejścia awaryjnego pasażerów z jednej do drugiej kabiny; w dachu kabiny wykonać wyłaz ewakuacyjny. Nad kabiną umieszczony będzie daszek ochronny.





Rys. 3. Schemat usytuowania dźwigów w szybie
Figure 3. Lift positions in the shaft

Rys. 4. Schemat usytuowania dźwigów w szybiku Guido
Figure 4. Lift positions in the fore shaft Guido

Dane techniczne dźwigów szybika Guido (wg koncepcji AGH)

Udźwig	– 2×900 kg
Prędkość nominalna	– 4,0 m/s
Wysokość podnoszenia	– 150 m
Liczba przystanków	– 2 (poziom 170 i 520 m)
Powierzchnia kabiny	– 2,22 m^2
Maszynownia	– górna
Rodzaj rejestrowania	– zbiorcze dwukierunkowe
Sposób obsługi	– samoobsługowe z kontrolą dostępu
	– sterowanie rewizyjne z dachu kabiny

Szybik „Guido" (rys. 4) jest szybem wydechowym, jedno przedziałowym, niezbrojonym. Szyb ma przekrój beczkowy o wymiarach 3,46×2,44 m. Obudowa szybika wykonana jest z cegły co powoduje problemy z wodoszczelnością podczas jego eksploatacji. W wyciągu awaryjno-rewizyjnym szybika Guido na poziomach 170 m (z lewej strony) i 320 m (z prawej strony) są dwuskrzydłowe wrota ręcznie uchylane z wyłącznikami krańcowymi. Poniżej poziomu podszybia znajduje się rząpie o głębokości 4 m. W rząpiu zastosowano pompę typu P1 usytuowaną na poziomie 324 m z odprowadzeniem wody do wspólnego rurociągu odwadniającego prowadzonego w kierunku KWK Makoszowy. Pompa sterowana jest ręcznie bez sygnalizacji pracy. Stan zawodnienia rząpia sygnalizowany jest z czujnika do centrali telemetrycznej znajdującej się w pomieszczeniu dyspozytorni. Szyb posiada depresyjny budynek nadszybia z zabezpieczeniami wlotów szybowych poprzez wrota szybowe, skrzydłowe uruchamiane ręcznie. Rząpie przewietrzane jest przez dyfuzję (zgodnie z przepisami). Opływowy prąd powietrza płynie szybem Kolejowym do poziomu 320 m, a następnie poprzez wyrobisko szybika i szybu Guido na powierzchnię realizowane jest to poprzez stację wentylatorów pracującą w budynku nadszybia. Aktualnie rura szybowa jest bez wyposażenia i bez zbrojenia.

W szybiku proponuje się podwójny układ kabin (jedna nad drugą) w dostępnej przestrzeni wynoszącej 5,6 m. Kabina segmentowa powinna być wykonana z blachy nierdzewnej fakturowanej lub innego materiału. Podłoga powinna być pokryta wykładziną PCV przeciwpoślizgową lub blachą żeberkową. W ścianach tylnych kabin należy wykonać drzwi ewakuacyjne o szerokości ok. 650 mm w celu umożliwienia przejścia awaryjnego pasażerów z jednej do drugiej kabiny, a w dachu kabiny należy przewidzieć wyłaz ewakuacyjny. Górne kabiny należy wyposażyć w daszki ochronne.

2.2. *Maszynownia*

Maszynownia jest pomieszczeniem specjalnym, do którego dostęp mają tylko osoby uprawnione w zakresie obsługi i konserwacji urządzeń dźwigowych. Znajduje się w nim zespół napędowy, aparatura sterująca oraz urządzenia bezpieczeństwa takie jak ograniczniki prędkości i zawiesia lin nośnych.

Sterowanie zbiorcze dwukierunkowe jest powszechnie stosowanym rodzajem sterowania. Umożliwia ono zatrzymanie się kabiny wykonującej wcześniej określoną jazdę na przystanku pośrednim pod warunkiem, że nastąpiło podanie wezwania. Takie rozwiązanie wpływa korzystnie na wydajność dźwigu. Dwukierunkowość oznacza, że na przystankach pośrednich znajdują się kasety dyspozycji z możliwością podania wezwania do jazdy w górę i w dół. Na skrajnych przystankach znajduje się tylko jeden przycisk. Dostęp samoobsługowy znany jest z wind zabudowanych w budynkach mieszkalnych lub użyteczności publicznej. Kontrola dostępu polega na konieczności posiadania karty dostępu z zaprogramowanymi uprawnieniami do korzystania

z urządzenia. Przed wydaniem dyspozycji na przystanku lub w kabinie, karta musi zostać przyłożona do czytnika. Czytniki te znajdują się na każdym przystanku oraz w kabinie. Spowodowane jest to koniecznością zabezpieczenia się przed możliwością korzystania z dźwigów przez osoby postronne.

Powierzchnia kabiny odpowiada wymaganiom określonym w normie PN-EN 81-1[6] mówiącej, że maksymalna powierzchnia użytkowa kabiny (szyb Regis) dla udźwigu Q = 1600 kg wynosi 3,56 m^2. Są również wytyczne dotyczące najmniejszej powierzchni użytkowej w zależności od liczby pasażerów. Wymieniona wcześniej norma mówi o powierzchni minimum 3,245 m^2 dla omawianego przypadku.

Dla szybu Guido dla 20 osób powierzchnia kabiny wyniesie 4,3 m^2 dla szybika Guido 2,22 m^2 (dwie kabiny usytuowaną nad sobą, każda dla 10 osób). Pomieszczenia maszynowni szybu Guido będą usytuowane na powierzchni, nad głowicą szybu. W pomieszczeniach będą zainstalowane zespoły napędowe oraz aparatura sterownicza dźwigów. Usytuowanie pomieszczeń nie może powodować konieczności ingerencji w istniejące połacie dachowe nadszybia szybu Guido. Głowica szybu Guido oraz kanały wentylacyjne nie będą stanowić fundamentów maszynowni.

Pomieszczenia maszynowni szybiku Guido (rys. 4) będą usytuowane na poziomie 164,4 m, nad głowicą szybika. Istniejąca przestrzeń to 3,4m. W pomieszczeniach będą zainstalowane zespoły napędowe oraz aparatura sterownicza dźwigów. Głowica szybiku Guido oraz kanały wentylacyjne nie będą stanowić fundamentów maszynowni.

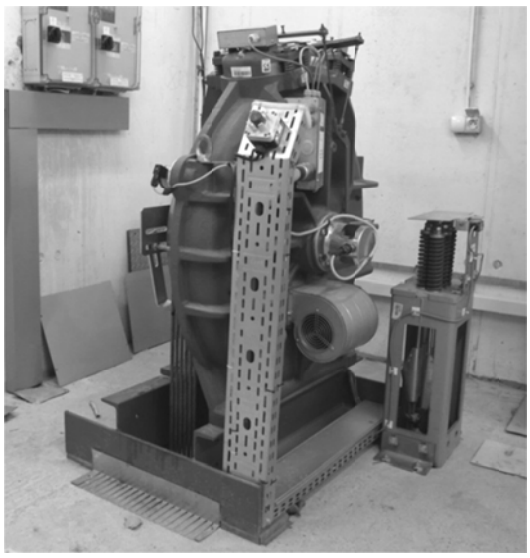
2.3. *Zespół napędowy*

Do napędu dźwigów w szybie Regis [5] służą synchroniczne silniki prądu przemiennego. Jest to nowoczesna wolnoobrotowa jednostka pracująca samodzielnie bez dodatkowego reduktora. Prędkość obrotowa wału sterowana jest częstotliwościowo za pomocą przemiennika częstotliwości, tzw. falownika zabudowanego w szafie aparatury sterującej. Zespół napędowy wyposażony jest w hamulec uruchamiany naciągiem sprężyn. W trakcie jazdy sprężyny są odciągane przez elektromagnes. Urządzenie ma luzownik do ręcznego zwolnienia hamulca. Jednostkę napędową dźwigu pokazano na rysunku 5.

Dane techniczne jednostek napędowych w szybie Regis [4]

Moc	– 38,5 kW
Prąd nominalny	– 80,6 A
Prędkość obrotowa	– 221,4 obr./min
Typ rowków	– podcięte półokrągłe
Kąt opasania	– 180º
Kąt podcięcia	– 80º
Średnica koła linowego	– 690 mm
Maksymalna prędkość (2:1)	– 4 m/s
Maksymalny udźwig	– 2000 kg
Sprawność	– do 95%

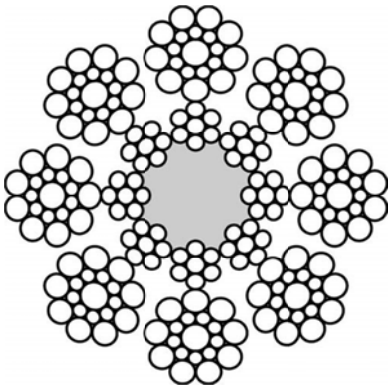
W szybie Guido średnica koła wynosi 1050 mm, w szybiku 765 mm i zastosowano rowki klinowe.



Rys. 5. Jednostka napędowa dźwigu i zawieszenie lin nośnych [5]
Figure 5. Hoist driving unit and hoisting rope attachments

2.4. *Liny nośne*

Liny nośne są kluczowym elementem każdego dźwigu. Służą do utrzymania kabiny na zamierzonym poziomie szybu oraz do nadania jej ruchu. Liny użyte w szybie Regis to PAWO F3 produkcji Gustav-Wolf. Są to liny prawe przeciwzwite. Lina dzięki splotkom konstrukcji Seale (rys. 6) jest szczególnie odporna na ścieranie oraz korozję ze względu na druty o zwiększonej średnicy w zewnętrznej warstwie. Charakterystyka liny sprawia, że doskonale nadaje się do współpracy z kołem linowym bez okładzin oraz w warunkach odbiegających od normalnych. Producent zapewnia również o małym wydłużeniu liny, co jest ważne w przypadku tak dużej wysokości podnoszenia, z jaką mamy do czynienia w przypadku dźwigów w szybie Regis.



Rys. 6. Konstrukcja liny nośnej PAWO F3 produkcji Gustav-Wolf [12]
Figure 6. Construction of a hoisting rope PAWO F3 (manufactured by Gustav-Wolf)

Dane katalogowe lin nośnych w szybie Regis [5]

Konstrukcja – 8×19S + 8×7 + FC
Średnica – 13 mm
Masa jednostkowa – 0,656 kg/m
Minimalna siła zrywająca – 103,1 kN
Klasa wytrzymałości drutów – 1570 N/mm^2

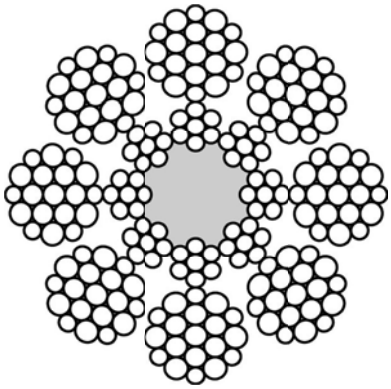
Dane katalogowe lin nośnych w szybie i szybiku Guido

Konstrukcja 8×195 NFC
Średnica 16 mm

2.5. *Liny wyrównawcze*

Konieczność stosowania lin wyrównawczych wynika z potrzeby zrównoważenia siły ciężkości lin nośnych. Efektem zrównoważenia jest utrzymanie sprzężenia ciernego między linami a kołem ciernym. W przeciwnym przypadku może dojść do poślizgu. Wprowadzenie kompensacji jest wymagane już przy wysokościach podnoszenia rzędu 20 m [5].

Liny zastosowane jako wyrównawcze to liny PAWO F7 (rys. 7). Podobnie jak liny nośne są to liny przeciwzwite prawe z rdzeniem złożonym z ośmiu spiralnych splotek po 7 drutów każda. Różnicą jest warstwa zewnętrzna składająca się z ośmiu splotek konstrukcji Warrington. Cechą wyróżniającą ten rodzaj cięgna jest jego giętkość uzyskana kosztem odporności na ścieranie.



Rys. 7. Konstrukcja liny wyrównawczej PAWO F7 produkcji Gustav-Wolf [12]
Figure 7. Construction of a tail rope PAWO 7 (manufactured by Gustav-Wolf)

Dane katalogowe lin wyrównawczych w szybie Regis [5]

Konstrukcja – 8×19 W + 8×7 + FC
Średnica – 16 mm
Masa jednostkowa – 1,020 kg/m
Minimalna siła zrywająca – 160,4 kN
Klasa wytrzymałości drutów – 1570 N/mm^2

Dane katalogowe lin wyrównawczych w szybie i szybiku Guido

Konstrukcja – 8×195 NFC
Średnica – 16 mm

2.6. *Kabina i przeciwwaga*

W dźwigach pracujących w szybie Regis zastosowano kabinę nieprzelotową o pojemności 21 osób, co odpowiada udźwigowi 1600 kg. W szybie Guido dla 20 do 24 osób przewidziano kabinę o powierzchni 4,3 m^2 (2000 kg) a dla szybiku Guido dla 10 osób o powierzchni 2,22 m^2 (2×900 kg). Każda z nich dodatkowo w ścianie tylnej jest wyposażona w dodatkowe drzwi umożliwiające przeprowadzenie ewakuacji osób z jednej kabiny do drugiej. Otwarcie ich jest możliwe za pomocą specjalnego klucza. Jej rozmiar dobierany jest w oparciu o planowany udźwig. Podobne rozwiązania należy przyjąć w kopalni Guido. Minimalne wymiary kabiny określono w odpowiednich przepisach (normy zharmonizowane z Dyrektywą Dźwigową 95/ /16/WE). Mają one umożliwić swobodne wsiadanie i jej opuszczanie oraz nie utrudniać korzystania osobom niepełnosprawnym. W szybiku Guido przewidywana jest tylko dolna kabina dla osób niepełnosprawnych.

2.7. *Prowadnice i prowadniki*

Nomenklatura dźwigowa i górnicza dotycząca przyjęcia definicji prowadnic i prowadników jest odmienna. W sferze dźwigowej prowadnice są stalowym torem, wzdłuż którego porusza się kabina, natomiast prowadnikami nazywa się elementy przymocowane do kabiny zapewniające jej stabilne prowadzenie.

Prowadnice w szybie Regis mają postać stalowych struganych profili przypominających w przekroju teowniki. Jest to powszechnie stosowana forma prowadnic w dźwigach osobowych. W lżejszych konstrukcjach można coraz częściej spotkać prowadnice wykonane jako kształtowniki gięte. Oznaczenie zastosowanych prowadnic to: T 125×82×16 B.

Kabina i przeciwwaga mają po cztery prowadniki toczne (rys. 9). Są to urządzenia łożyskowane tocznie. Powierzchnie kontaktowe wykonane są z gumy o odpowiedniej twardości. W przeciwieństwie do prostszych w konstrukcji prowadników ślizgowych, nie wymagają one smarowania, odznaczają się też mniejszymi oporami ruchu i cichą pracą. Ich zastosowanie pozwala na zwiększenie sprawności układu, co jest pożądane szczególnie w dźwigach szybkobieżnych.



Rys. 8. Panel dyspozycji oraz część wyposażenia kabiny dźwigu osobowego w szybie Regis [5]
Figure 8. Control panel and a part of a man cage in the shaft “Regis”



Rys. 9. Prowadnik toczny zamontowany nad kabiną [5]
Figure 9. Guide roller over the cage

2.8. *Sztuczne dno szybu i stacja zwrotna lin wyrównawczych*

Sztuczne dno jest unikalną konstrukcją niestosowaną w przypadku standardowych dźwigów. Jest ono wykonane zgodnie z zaleceniami zamieszczonymi w załączniku nr 4 do rozporządzenia [9]. Ma postać podwójnego dna. Poziom, na którym umieszczona jest stacja zwrotna, zderzaki czy obciążka przeciwwagi nazywany jest sztucznym dnem szybu – pomostem bezpieczeństwa. Jest to konstrukcja stalowa zamocowana do identycznych dźwigarów jak prowadnice kabiny i przeciwwagi. W podłodze sztucznego dna szybu znajduje się właz wejściowy prowadzący do niższego poziomu. Nazywany jest on pomostem rewizyjnym. Rysunek 10 przedstawia stację zwrotną lin wyrównawczych, czyli miejsce ich przewijania na pomoście bezpieczeństwa. Podobne rozwiązanie można zastosować w szybie Guido poniżej poziomu 170 m. Należy jednak poszerzyć tam dno istniejącego rząpia (rys. 3) gdzie będzie usytuowana obciążka lin wyrównawczych.



Rys. 10. Stacja zwrotna lin wyrównawczych [5]
Figure 10. Tail rope turning station

2.9. *Korozja*

Korozja, z którą mamy do czynienia w szybach górniczych, spowodowana jest dużą wilgotnością i charakterem środowiska solnego (jak np. w szybie Regis). Należy wziąć pod uwagę, że korozji ulegają nie tylko niezabezpieczone elementy metalowe, ale także betonowa obudowa.

Wody kopalniane, szczególnie w kopalni soli, zawierają chlorki będące źródłem korozji chlorkowej. Jest to ten sam rodzaj korozji, z którym mamy do czynienia w przypadku użycia agresywnych środków odladzających stosowanych na drogi w czasie zimy, a powodujących korozję karoserii samochodowych. Działanie chlorków jest szczególnie niebezpieczne, gdyż powoduje nie tylko niszczenie betonu (reakcja jonów chlorkowych z produktami hydratacji cementu). Przyspieszeniu ulegają procesy korozyjne stali użytej do zbrojenia betonu lub elementów zbrojenia szybu (elementy mocujące jak śruby, kotwy).

Oznakami korozji betonu mogą być:

– łuszcząca się powierzchnia betonu – skutek złej pielęgnacji mieszanki wiążącej;
– rdzawe pasy lub smugi – świadczą o korozji zbrojenia betonu lub elementów zbrojenia szybu;
– białe wykwity i naloty – wnikająca w beton woda wymywa na powierzchnię zawarte w nim łatwo rozpuszczalne związki;
– pęknięcia i rysy – występują, gdy beton nie wytrzymuje obciążeń.

Czynnością pozwalającą podwyższyć odporność betonu na korozję jest m.in. wykonanie betonu o niskiej porowatości, który charakteryzuje się większą szczelnością. Rodzaj cementu również nie jest bez znaczenia – pomocne mogą być cementy z różnego rodzaju dodatkami, domieszkami chemicznymi, np. uszczelniającymi i uplastyczniającymi. Dla gotowych obiektów pomocna może być impregnacja.



Rys. 11. Korozja widoczna na prowadnicy w podszybiu [5]
Figure 11. Traces of corrosion on the guide shoe at the bottom station

Oczywiście, jak było wspomniane na początku, korozji ulegają również metalowe elementy instalacji dźwigowej, takiej jak: prowadnice, rama kabiny, liny wyrównawcze itd. Zauważalną zależnością jest, że im głębiej w szybie znajduje się element, tym większa możliwość zaistnienia korozji. Widoczne jest to szczególnie na elementach znajdujących się niejako pod poziomem kabiny oraz w podszybiu. Rysunek 11 przedstawia dolną część prowadnicy pokrytą rdzą oraz obciążkę linki ogranicznika prędkości z nalotem solnym.

O ile możliwa korozja prowadnic w wyższych partiach szybu usuwana jest w wyniku przejazdu prowadników, o tyle w częściach nieuczęszczanych rozwija się bardzo dobrze. Najbardziej możliwymi przyczynami tak mocno rozwijającej się korozji mogą być:

– duże oddalenie od układu wentylacyjnego,
– wyciek z jednego z dojść do szybu zwiększający poziom soli wewnątrz rury szybowej.

Górna część szybu Regis z maszynownią swój dobry stan zawdzięcza wspomnianemu układowi wentylacyjnemu. Zgodnie z dokumentacją urządzenia dźwigowego maszynownia przewietrzana jest powietrzem wpływającym do budynku przez drzwi przeciwpożarowe, natomiast odpływ następuje przez wloty w płycie podłogowej. Powietrze to wpływa wtedy do szybu.

Do powyższych rozważań warto dodać, że prawo górnicze toleruje występowanie korozji do poziomu określonego dolną granicą współczynnika bezpieczeństwa.

2.10. *Ruchy górotworu*

Ruch górotworu jest czynnikiem, którego efekty działania są najmniej zauważalne w szybie Regis. Badania opisane w artykule [3] zakładają sprężysto-lepki charakter górotworu solnego. Dlatego też w kopalniach soli obudowy szybów projektowane są zgodnie z normami odnoszącymi się do ośrodków sprężystych lub sprężysto-plastycznych. W związku z tym trzeba mieć na uwadze, że prócz wcześniej wymienionych problemów należy wyróżnić jeszcze jeden, prawdopodobnie najważniejszy. Obserwacje [1, 2] wykazują, że obudowa szybów w górotworze solnym ulega sukcesywnemu niszczeniu.

Sytuacja taka jest efektem naprężeń występujących w podatnym górotworze. Skutkiem jest zaciskanie szybu. Objawia się to promieniowymi przemieszczeniami fragmentów obudowy. W szybie Regis po przebudowie nie zaobserwowano takich zjawisk, jednak znany jest nieodległy przykład tego zjawiska [2]. Jest nim szyb Campi w Kopalni Soli Bochnia – po przebudowie na nowej betonowej obudowie pojawiły się pęknięcia i wystąpiły ruchy konwergencyjne.

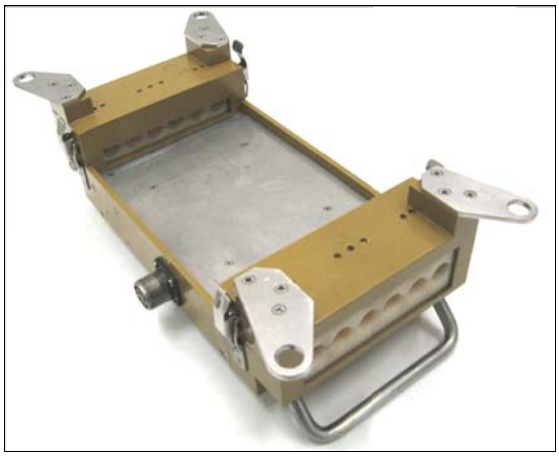
Zgodnie z opracowaniem [2] można powiedzieć, że oddziaływanie górotworu ma duży wpływ na sztywną obudowę szybu. Wraz z głębokością rosną naprężenia w skorupie ziemskiej oraz górotworze. Również z głębokością rosną przemieszczenia poszczególnych sekcji obudowy. Naprężenia zredukowane w niej rosną wraz ze wzrostem jej promienia i zmniejszeniem grubości. Odporność obudowy wykazywana jest w przypadku krótkotrwałych obciążeń sprężystych, jednak nawet te po pewnym czasie powodują jej zniszczenie.

Nie posiadamy informacji na temat ruchu górotworu w kopalni Guido, aczkolwiek poruszana była problematyka zabezpieczenia górotworu obudową kotwową na odcinku stanowiącym dojście do Tamy Wodnej zlokalizowanej na poziomie 320 tejże kopalni.

2.11. *Badania magnetyczne cięgien dźwigów osobowych*

Pierwsze próby badania lin stalowych dźwigów osobowych i towarowych z zastosowaniem metody magnetycznej odbyły się w latach sześćdziesiątych dwudziestego wieku. Było to możliwe dzięki zastosowaniu specjalistycznej głowicy GP6/4 skonstruowanej w Katedrze Transportu Linowego, Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie, gdzie również opracowano tech-

nologię badania lin stalowych w układzie cztero- i sześciolinowym. Podczas badań okresowych w tradycyjnych rozwiązaniach dźwigów, stan techniczny lin stalowych sprawdza się metodą wizualną, chociaż zawsze można posiłkować się metodą magnetyczną. Stosowanie tej metody nie jest wymagane przez Urząd Dozór Technicznego. Na rysunku 12 przedstawiona została głowica do badań lin stalowych oraz lin okrągłych w osnowie z tworzywa sztucznego. Umożliwia ona badanie do 6 cięgien o średnicy do 16 mm. Badania przeprowadzone w Laboratorium Katedry Transportu Linowego udowodniły, że możliwe jest również zastosowanie defektoskopii magnetycznej do badania, wykorzystywanych w dźwigach, cięgien stalowo-poliuretanowych. Badania cięgien wykonano zarówno w warunkach laboratoryjnych jak i na rzeczywistych obiektach. z wykorzystaniem prototypu głowicy GPGen (rys. 13) [6].



Rys.12. Prototyp głowicy magnetycznej GP6/4 do badania lin stalowych dźwigów osobowych
Figure 12. Prototype of the magnetic sensor head GP6/4 for testing wire ropes used in hoist installations



Rys.13. Prototyp głowicy magnetycznej GPGen do badania pasów stalowo-poliuretanowych
Figure 13. Prototype of the magnetic sensor head GPGen for testing steel and polyurethane belts

Zgodnie z wymaganiami zapisanymi w Rozporządzeniu Ministra Gospodarki – Załącznik nr 4 [9]:

– Liny wyciągowe nośne oraz liny wyrównawcze okrągłe i stalowo-gumowe poddaje się wzorcowym badaniom magnetycznym w terminie do jednego miesiąca od daty ich założenia, a wynik badania dołącza się do świadectwa liny (p. 5.9.11 [9]).
– Liny wyciągowe nośne w okresach co 6 miesięcy, a liny wyrównawcze okrągłe oraz płaskie stalowo-gumowe, prowadnicze i odbojowe w okresach rocznych poddaje się badaniom magnetycznym w celu wykonania wykresów porównawczych, które dołącza się do świadectwa liny (p. 5.9.12 [9]).

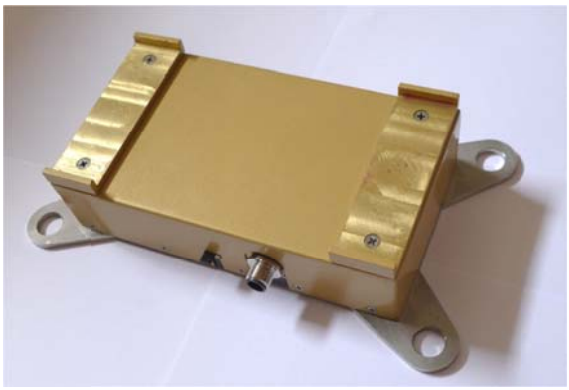
Ponadto dla urządzeń transportowych specjalnych do jakich zaliczane są dźwigi elektryczne stosuje się poniższe wymagania:

Urządzenia transportowe specjalne	Rodzaj badań	Termin
— do przewozu ludzi	Odbiorcze	jednorazowo: a) po zainstalowaniu w miejscu pracy b) po zmianie warunków eksploatacji
	Okresowe	a) nie rzadziej niż raz w roku b) liny po półrocznej eksploatacji

Według tych samych wymagań w przypadkach uzasadnionych stanem technicznym i względami bezpieczeństwa eksploatacji urządzeń, badania okresowe mogą być wykonywane w terminach wyznaczonych przez rzeczoznawcę, który przy ustalaniu terminów badań innych niż określone w tabeli uwzględnia następujące kryteria:

1) złożoność konstrukcji i przeznaczenie urządzenia,
2) parametry pracy,
3) warunki eksploatacji,
4) aktualny stan techniczny,
5) okres użytkowania urządzenia i jego stopień zużycia,
6) awaryjność i wypadkowość badanego rodzaju urządzeń.

W związku z powyższym w pierwszym roku eksploatacji urządzeń zainstalowanych w Kopalni Soli Wieliczka zostały przeprowadzone badania magnetyczne lin nośnych i wyrównawczych celem określenia tzw. stanu zerowego z uwzględnieniem wymagań zapisanych w Systemie Certyfikacji Personelu w metodzie MTR (badania magnetyczne lin stalowych).



Rys.14. Prototyp głowicy magnetycznej GPGen-Twin
Figure 14. Prototype of the magnetic sensor head GPGen-Twin

Wykonano badania lin nośnych w dźwigu hydraulicznym z napędem pośrednim oraz lin nośnych i wyrównawczych dźwigów elektrycznych. W przeprowadzonych badaniach cięgien wykorzystana została głowica GPGen-Twin (rys. 14) wykonana w ramach realizacji pracy doktorskiej pt. „Opracowanie kierunków modernizacji dźwigów elektrycznych eksploatowanych w Polsce" autorstwa dr. Tomasza Krakowskiego [6].

Zgodnie z założeniami projektowymi głowica umożliwia badanie lin stalowych, lin stalowych w powłoce z tworzywa sztucznego oraz cięgien stalowo-poliuretanowych i może współpracować zarówno z tradycyjnymi defektografami (np. MD120, MD121) jak również z nowoczesnymi modułami diagnostycznymi (np. PDC1). Zastosowany układ czujników umożliwia rejestrację sumy sygnałów ze wszystkich czujników pomiarowych głowicy oraz z każdego czujnika osobno, co umożliwia określenie stanu technicznego grupy cięgien rozłożonych nad szerokością głowicy. Do badań lin wyrównawczych wykorzystana została również głowica płaska GP8/200 (rys. 16).

Wyniki przeprowadzonych badań oraz doświadczenia badaczy pozwolą na określenie kolejnych terminów badań oraz opracowanie stosownej procedury badawczej. Na rysunkach 15 i 16, przedstawiono wybrane miejsca usytuowania głowic pomiarowych.



Rys.15. Miejsce usytuowania głowicy pomiarowej na linach nośnych w maszynowni dźwigu elektrycznego
Figure 15. Sensor head positions on the hoisting ropes in machine room of the electric hoist installation



Rys.16. Badanie lin wyrównawczych dźwigu elektrycznego
Figure 16. Inspection of tail ropes in an electric hoist installation

Pozostaje jeszcze problem opracowania kryteriów odkładania lin nośnych i wyrównawczych urządzeń dźwigowych instalowanych w szybach górniczych.

Według wymagań górniczych [9]:

§480: 1. Liny wyciągowe, w okresie ich eksploatacji, konserwuje się zgodnie z wymaganiami określonymi w dokumentacji techniczno-ruchowej.

2. Eksploatacji liny wyciągowej nośnej nie można kontynuować, jeżeli:

1) jej osłabienie na skutek starcia, korozji, pęknięć, rozluźnień, uszkodzeń drutów, określone na podstawie badań wszystkimi dostępnymi metodami, spowoduje obniżenie współczynnika bezpieczeństwa o ponad 20% w porównaniu z wartością tego współczynnika, wyznaczoną dla nowej liny zgodnie z załącznikiem nr 4 do rozporządzenia,
2) wystąpiła liczba pęknięć drutów zewnętrznych większa od dopuszczalnej liczby pęknięć dla konstrukcji ekspoloatowanej liny w warunkach jej pracy, liczona na odcinku liny o długości równej jej 40 średnicom dla oceny ogólnego osłabienia lub długości równej jej 8 średnicom, dla oceny osłabienia miejscowego, i wyniki badania liny przez rzeczoznawcę są negatywne,
3) wystąpił gwałtowny przyrost pęknięć drutów,
4) wystąpiło miejscowe wydłużenie, skrócenie lub nienormalne odkształcenie liny,
5) wystąpiło awaryjne obciążenie i wyniki badania liny przez rzeczoznawcę są negatywne,
6) w urządzeniach bębnowych nie jest spełniony warunek określony w § 485 ust. 3.

3. Eksploatacja liny wyciągowej wyrównawczej nie może być kontynuowana, jeżeli jej osłabienie, o którym mowa w ust. 2, spowoduje obniżenie współczynnika bezpieczeństwa o więcej niż 30% jego wartości określonej dla nowej liny.

2.12. *Analiza kryteriów odkładania lin urządzeń dźwigowych*

Kryteria odkładania mogą bazować na ubytku przekroju metalicznego, dopuszczalnej liczby złomów drutów, zmianie wymiarów badanego obiektu, stopniu deformacji oraz zużycia tworzywa będącego integralną częścią struktury mechanicznej. W większości przypadków lin stalowych kryteria odkładania określone są jako dopuszczalna liczba pękniętych drutów lub dopuszczalny ubytek przekroju metalicznego. Występujące uszkodzenia sumują się na długości kilku lub kilkudziesięciu wielokrotności średnic liny. Zgodnie z normą DIN 15020-2 [10] do określenia stanu liny przyjmuje się liczbę widocznych pękniętych drutów w splotce zewnętrznej na odcinku długości 6 lub 30 średnicy nominalnych liny (6d, 30d) – tabela 1.

Tabela 1. Liczba pękniętych drutów kwalifikująca linę do wymiany [10]
Table 1. The number of broken wires necessitating the rope replacement

Liczba drutów nośnych	Liczba widocznych pęknięć drutów	
	na długości 6×d	na długości 30×d
do 50	4	8
51÷75	6	12
76÷100	8	16
101÷120	13	26
161÷180	14	29
181÷200	16	32

Każda z firm preferuje swoje oznaczenia lin co utrudnia bezpośrednią analizę ich konstrukcji. Zgodnie z normą DIN 15020-2 [10] dla dźwigowych lin nośnych firmy Brugg wynikają następujące dopuszczalne liczby pęknięć drutów kwalifikujące linę do wymiany – tabela 2.

Tabela 2. Wybrane kryteria odkładania lin stosowanych w dźwigach osobowych – Brugg [11]
Table 2. Selected discard criteria applicable to ropes used in personnel hoist installations – Brugg

Liny nośne dźwigów	Liczba drutów Nośnych	Liczba widocznych pęknięć drutów	
		na długości 6×d	na długości 30×d
8×19	152	10	19
SC8	152	10	19
DP9/MCX9	144/171	13/14	26/29
HRS/SCX9	144/171	13/14	26/29

Firma Gustaw-Wolf podaje swoje kryteria, które podobne są do wyżej wymienionych – tabela 3.

Tabela 3. Wybrane kryteria odkładania lin stosowanych w dźwigach osobowych – Gustaw-Wolf [12]
Table 3. Selected discard criteria applicable to ropes used in personnel hoist installations – Gustav-Wolf

Konstrukcja liny	Średnica liny [mm]	Liczba drutów nośnych w splotkach zewnętrznych	Liczba widocznych pęknięć drutów	
			na długości 6×d	na długości 30×d
8x19S-IWRC	6,5 7÷20	114 152	6 6	12 19
8x19W-WC 8x19W-IWRC 9x13S-IWRC	8÷12 13÷20	152 152 117 144	13 13 10 13	26 26 19 26
8x36W-IWRC 8x19S-FC 8x19W-FC		288 152 152	24 10 10	48 19 19

Według zaleceń eksploatacyjny producenta cięgien ich wymiana konieczna jest w przypadku [8]:

- redukcji średnicy nominalnej o 6%,
- zerwania splotki,
- zgrupowania pęknięć drutu w jednym miejscu splotki (gniazda pęknięć drutu),
- odkształcenia liny jako koszyk, załamanie liny, korkociąg splotek, przewężenia, spłaszczenia, wyboczenia,
- starcia,
- występowania oznak korozji.

Wiele czynników, takich jak na przykład dbałość ze strony użytkownika, częste kontrole stanu technicznego przedłużają okres eksploatacji do kilkunastu lat. Nieprzestrzeganie podstawowych zasad związanych z eksploatacją może doprowadzić do znacznego skrócenia trwałości cięgna w wyniku powstałych uszkodzeń.

Doświadczenia twórców metody magnetycznej oraz analiza wytycznych producentów lin pozwoliły na przyjęcie wstępnych kryteriów odkładania stosowanych w badaniach magnetycznych [4]:

dla 6d – 15% ubytku przekroju metalicznego,
dla 30d – 20% ubytku przekroju metalicznego.

LITERATURA

[1] Duda. Z., Hydzik-Wiśniewska J.: Historia przebudowy i modernizacji średniowiecznego szybu Regis Kopalni Soli w Wieliczce. *Dzieje górnictwa – element europejskiego dziedzictwa kultury*, Wrocław 2012, nr 4.

[2] Kortas G.: *Szyb z obudową w górotworze solnym – wstępne badania modelowe*, Górnictwo i Geoinżynieria. Rok 34, Zeszyt 2, Wydawnictwa AGH, Kraków 2010.

[3] Kwaśniewski J.: *Dźwigi osobowe i towarowe. Budowa i eksploatacja*, Wydawnictwa AGH, Kraków 2006.

[4] Kwaśniewski J.: *Badania magnetyczne lin stalowych: system certyfikacji personelu w metodzie MTR – MTR.* Wydawnictwa AGH, Kraków 2010.

[5] Kwaśniewski J., Czyżowski J., Krakowski T., Molski Sz., Zuski Z.: Warunki eksploatacji dźwigu osobowego zabudowanego w szybie górniczym Kopalni Soli Wieliczka. CBiDGP 2013.

[6] Krakowski T.: Opracowanie kierunków modernizacji dźwigów elektrycznych eksploatowanych w Polsce. Praca doktorska, promotor: J. Kwaśniewski, AGH Kraków, Kraków 2013.
[7] Zuski Z.: *Transport pionowy w Kopalni Soli „Wieliczka" za pomocą urządzeń transportowych specjalnych.* SITG: O. Gliwicko-Zabrzański, Warsztaty techniczne „Nowoczesne rozwiązania w zakresie bezpieczeństwa transportu pionowego w zakładach górniczych"; Szczyrk 2014.
[8] PN-EN 81-1: Przepisy bezpieczeństwa dotyczące budowy i instalowania dźwigów. Część 1: Dźwigi elektryczne.
[9] Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r.: Załącznik nr 4: Szczegółowe zasady prowadzenia ruchu w wyrobiskach (Dz.U. 02.139.1169 – zał.).
[10] DIN 15020-2: Lifting Appliances; Principles Relating to Rope Drives; Supervision during Operation.
[11] Materiały informacyjne firmy Brugg.
[12] Materiały informacyjne firmy Gustaw-Wolf.

Hoist Installations in Mine Shafts – Engineering and Operational Aspects

The study summarises the basic aspects involved in operation and maintenance of hoist installations in mine shafts. This issue have now gained in importance because numerous mines are now being used as tourist attractions. Assuring the adequate safety levels for the transport of visitors in the passenger lifts in the context of safety regulations operating in mines has become a major challenge for mine engineers. The operating conditions of a passenger lift installation in the shaft of the salt mine in Wieliczka are briefly analysed and the conceptual design of development of the shaft and the fore shaft in the old colliery Guido.

Od surowca po wyrób gotowy. Wydajność i elastyczność produkcji kotew rozprężnych odpowiedzią na wymagania stawiane przez współczesne górnictwo

Miłosz Kuszczak
KGHM ZANAM S.A.

STRESZCZENIE: Celem poniższej pracy jest przedstawienie dostawcy kotew jako elementu łańcucha uczestniczącego w eksploatacji rudy. Dopasowanie do wymagań odbiorców jest niezbędne we współczesnym przemyśle. Prowadzone działania optymalizacyjne powinny zapewnić jednocześnie zwiększenie wydajności procesów w powiązaniu z ergonomią pracy. Znalezienie przyczyn powstawania strat w procesach oraz ich eliminacja jest podparta analizą Pareto, używaną w wielu branżach. Budowanie długoterminowych relacji biznesowych w łańcuchu dostawca-odbiorca opiera się na dostarczaniu produktu o najwyższej jakości, zgodnie z wymaganiami ustalonymi z klientem. Występujące procesy przedstawione w referacie są dynamiczne i ulegają zmianie w czasie, stąd istotna rola zespołu, którego zadaniem jest połączenie zaproponowanych rozwiązań.

SŁOWA KLUCZOWE: Kotwy rozprężne, produkcja, optymalizacja, wydajność

1. OPIS PRZEDMIOTU BADAŃ

1.1. *Zakres produkcji*

Wydział Produkcji Kotew w KGHM ZANAM S.A. zajmuje się produkcją i dostarczaniem obudowy kotwowej dla górnictwa. W celu wydzielenia procesów produkcyjnych będących przedmiotem badań poniżej przedstawiono podział wyrobów gotowych ze względu na rodzaj obudowy.

Tabela 1. Wyroby gotowe
Table 1. Finished goods

L.p.	Produkt	Główne elementy zestawu			
1	Zestaw kotew rozprężnych	Żerdź	Podkładka	Głowica	-
2	Zestaw kotew wklejanych	Żerdź	Podkładka	Nakrętka	Uszczelka

Zarówno wśród kotew rozprężnych jak i kotew wklejanych wydzielić można kolejne podgrupy produktów ze względu na wymiary oraz konstrukcję mocowania w stropie. Procesy produkcyjne, które zostały poddane badaniom, zawierają produkcję żerdzi, podkładek oraz głowic kotew rozprężnych.

1.2. *Wymagania klienta*

Klient określił partię sprzedażową na 300 sztuk oraz jej wielokrotność. Ponadto dostawy oraz ich ilości muszą spełniać poniższe warunki: 63 000 kotew z czego 14 300 sztuk to kotwy typu KSn 18/18, dostawy odbywają się codziennie lub co drugi dzień, klient odbiera produkty w czasie pracy 1-szej zmiany.

Dostępne zasoby: 5 dni w tygodniu pracy na 3 zmiany, możliwość pracy na 2 zmiany w soboty, 7 h 20 min. na każdej zmianie, 30 minutowa przerwa śniadaniowa, możliwość pracy manualnej podczas przestojów na niektórych stanowiskach

1.3. Procesy produkcji zestawu kotwowego

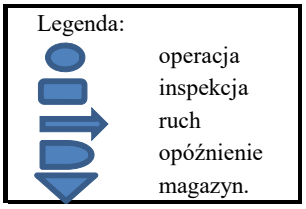
Poniżej przedstawiono przepływ wyrobu (Process Flow Chart) w procesie produkcji żerdzi KSn-18/18 oraz podkładki fi22/150 z otworem narożnym.

Rodzaj kotwy: KSn-18/18		Czas [min]	Dystans
Transport		-	-
Ustawianie zataczarki		10	-
Zataczanie (300 x 18 sec)		90	-
Transport		5	10 m
Ustawianie walcarki		10	-
Walcowanie (300 x 11 sec)		55	-
Transport		5	10 m
Ustawianie kuźniarki		10	-
Kucie (300 x 12 sec)		60	-
Transport		10	20 m
Stygnięcie (do szlifowania)		120	-
Ustawianie szlifierki		1	-
Szlifowanie (300 x 30 sec) w tym oznaczanie i pakowanie		150	-
Transport		-	20 m
Zakres produkcji partii kotew		**526**	60 m

Rysunek 1. Wykres przepływu produkcji żerdzi.
Figure 1. Process Flow Chart of bolts production.

Tabela 2. Lista strat w produkcji żerdzi z legendą.
Table 2. List of wastes in bolt production with legend.

	Łącznie	Czas	Dystans
Operacje	4	403	
Inspekcje	0		
Transport	5	20	50 m
Opóźnienia	4	31	
Magazynowanie	1	120	

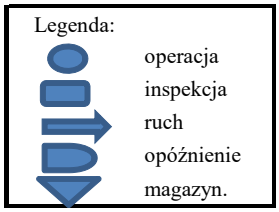


Podkładka fi22/150 z otworem narożnym do KSn-18/18	Czas [min]	Dystans
Ustawianie prasy	15	-
Cięcie wykrojki (2500 x 2,5 sec)	104	-
Transport	2	10 m
Magazynowanie	300	-
Tłoczenie (1500 x 6,4 sec)	160	-
Transport	2	10 m
Magazynowanie	120	-
Gięcie (1500 x 5,0 sec)	125	-
Magazynowanie	90	-
Czas produkcji partii podkładek	**918**	20 m

Rysunek 2. Wykres przepływu produkcji podkładki.
Figure 2. Process Flow Chart of washer.

Tabela 3. Lista strat w produkcji podkładek z legendą.
Table 3. List of wastes in washer production with legend.

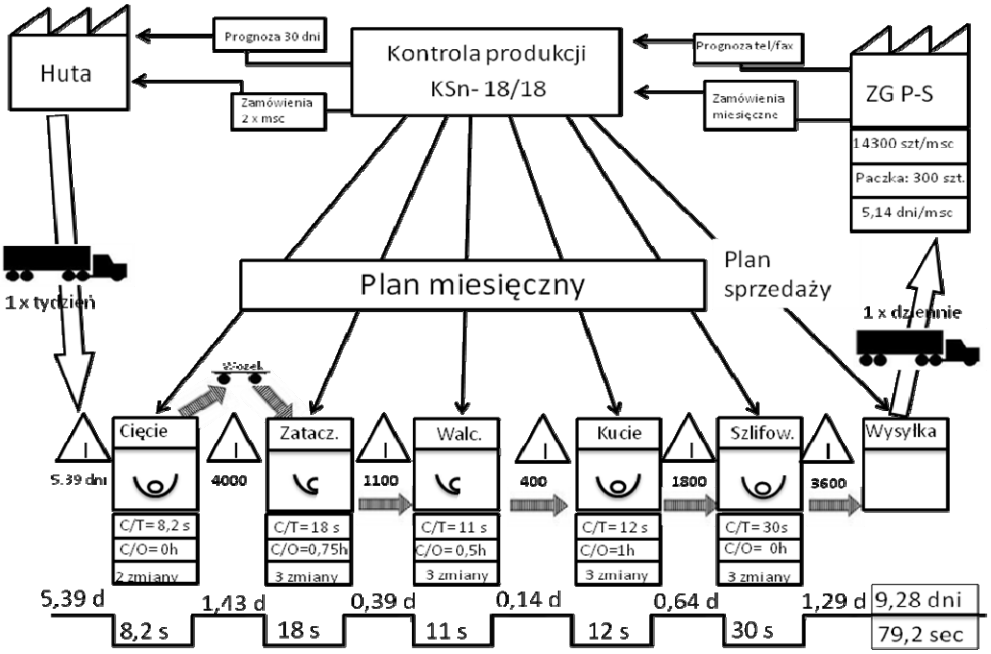
	Łącznie	Czas	Dystans
Operacje	4	409	
Inspekcje	0		
Transport	2	4	20 m
Opóźnienia	3	15	
Magazynowanie	1	510	



2. ELASTYCZNOŚĆ PRODUKCJI SPEŁNIAJĄCA WYMAGANIA

2.1. Mapowanie strumienia wartości produkcji żerdzi.

W celu określenia czy dostawca będzie mógł spełnić stawiane wymagania niezbędne jest wykonanie mapowania strumienia wartości, które bazuje na założeniach przedstawionych w punkcie 1.



Rysunek 3. Mapa strumienia wartości produkcji żerdzi.
Figure 3. Value Stream Mapping of bolt production.

Wartość dodana w produkcji wynosi: 79,2 sec = 1,32 min.
Magazynowanie i czynności dodatkowe wynoszą: 9,28 dni
Stąd wyprodukowanie pojedynczej sztuki kotwy zajmuje około 9 dni 6 godzin.

Proporcja tych wartości:

1,32 : 11408,8

1 : 8643

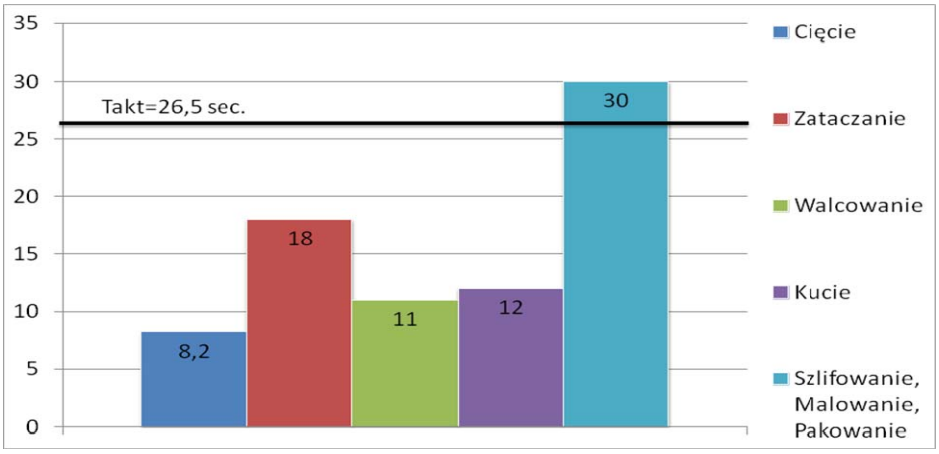
Jest to proporcja daleko niezadowalająca właściciela procesu. Pierwszym działaniem optymalizującym jest redukcja zapasów poprzez zmniejszenie nadprodukcji oraz zmianę systemu przekazywania materiału z pchanego na ciągniony.

Dla sprawdzenia możliwości spełnienia wymagań klientem pod względem czasu operacji należy sprawdzić takt przedstawiony w formie Yamazumi Board.

Takt produkcji wynosi:

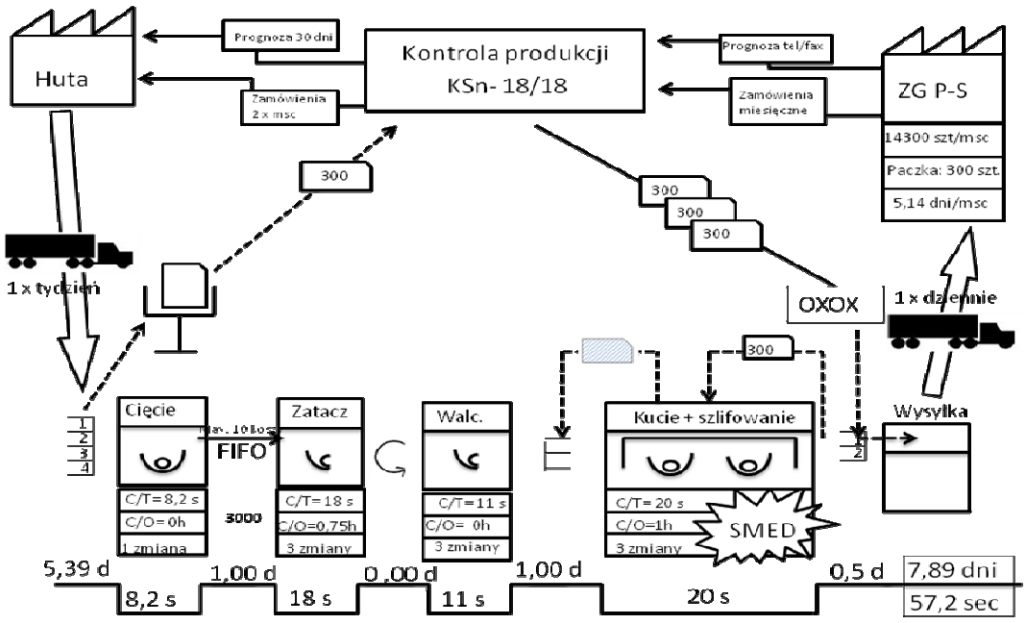
$$105{,}4x60x60 = 379940 \text{ sec.}$$

$$79940 / 14300 = 26{,}5 \text{ sec.}$$



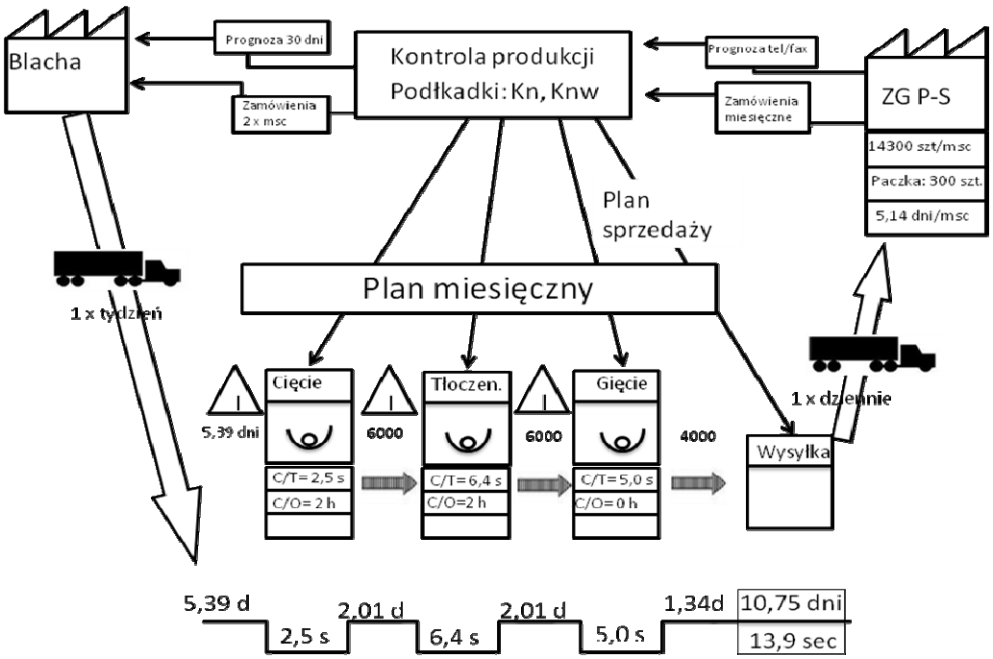
Rysunek 4. Histogram czasów operacji produkcji żerdzi.
Figure 4. Histogram of operations time in bolt production.

Jak widać na powyższym wykresie ostatnia operacja nie jest w stanie spełnić wymagań klienta dotyczących terminowości dostaw. W celu zbalansowania linii należy podjąć działania usprawniające proces. Po wstępnych procesach optymalizacyjnych mapa procesu przedstawiona zostanie w dalszej części referatu. Zastosowano system supermarketów z określonymi rodzajami półfabrykatów i ich ilościami. Przeprowadzano warsztaty produkcyjne, podczas „uderzania" w marnotrastwa kierowano się analizą Pareto.



Rysunek 5. Przyszła mapa strumienia wartości (żerdzie).
Figure 5. Future state map of value stream (bolts).

2.2. Mapowanie strumienia wartości produkcji podkładek



Rysunek 6. Mapa strumienia wartości produkcji podkładek.
Figure 6. Value Stream Mapping of washer production.

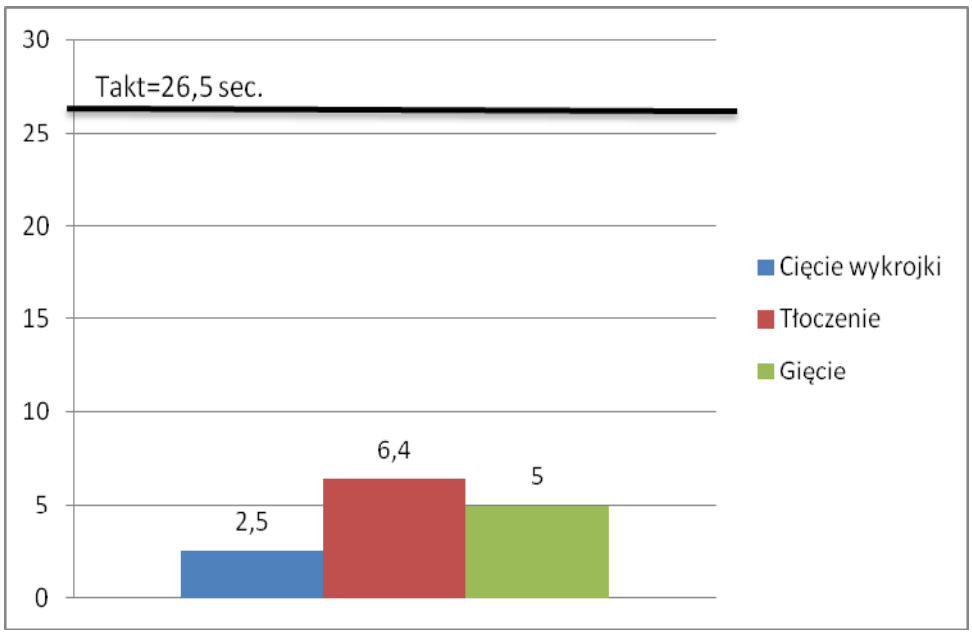
Wartość dodana w produkcji wynosi:13,9 sec = 0,23 min.
Magazynowanie i czynności dodatkowe wynoszą: 10,75 dnia
Stąd wyprodukowanie pojedynczej sztuki kotwy zajmuje około 10 dni 4 godzin.

Proporcja tych wartości:

0,23 : 13216,2

1 : 57461

W przypadku produkcji podkładki proporcja VA/NVA ratio jest jeszcze gorsza od produkcji żerdzi. Główną przyczyną takiego stanu są duże zapasy. Natomiast sam proces produkcji jest o wiele krótszy niż wymagany takt time, co pokazuje poniższy wykres.



Rysunek 7. Histogram czasów operacji produkcji podkładki.
Figure 7. Histogram of operations time in washer production.

Ze względu na duży zapas cyklu produkcji a taktem klienta propozycją na obniżenie wartości LEAD Time jest w tym przypadku zastosowanie produkcji gniazdowej zgodnej z zasadami Cellular Manufacturing.

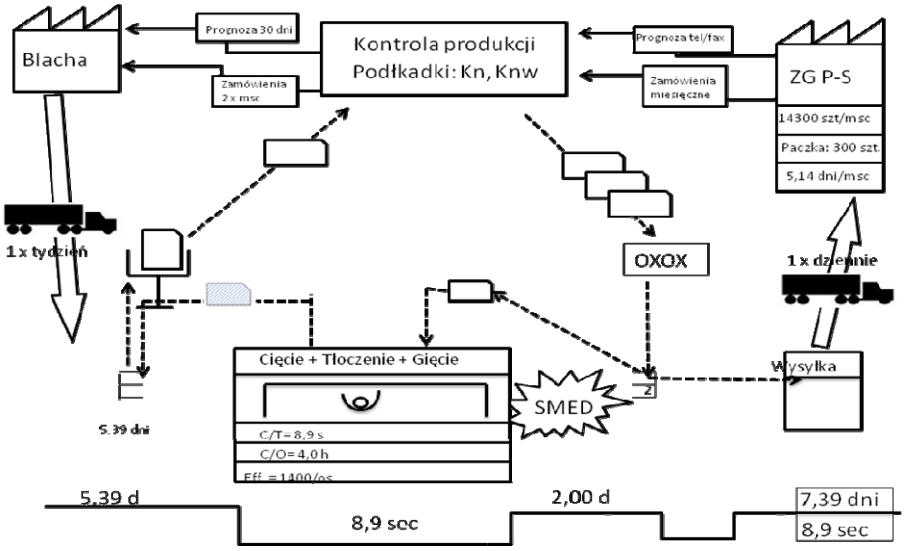
W tym celu należy oszacować minimalną ilość operatorów jaka będzie potrzebna do ob.-służenia całego procesu. Warto w tym miejscu takt klienta pomnożyć przez 90%. Rezerwa zapewni pracę zgodną z ergonomią dla pracownika.

90% wydajności = 0,9 x 26,5 sec. = 23,85 sec.

$$\text{Liczba operatorów} = \frac{2{,}5+3+6{,}4+3+5+3}{23{,}85} = \frac{22{,}9}{23{,}85} = 0{,}96 = 1 \text{ operator}$$

Opis danych:

Czasy cyklów trzech pras zostały dodane. Następnie zmierzono czas przejścia pomiędzy ko-lejnymi maszynami, które w tym przypadku wyniosły 3 sec. Czas całkowity obróbki zostaje podzielony przez takt klienta i w tym przypadku wystarczy jeden operator, aby wykonać produkcję.



Rysunek 8. Przyszła mapa strumienia wartości (podkładki).
Figure 8. Future state map of value steram (washers).

3. PROGRAM POPRAWY WYDAJNOŚCI

Tabela 4. Narzędzia poprawy z podziałem na przyczyny strat.
Table 4. Solving tools with the division on the causes of losses.

Proces	Strata przyczynowa	Filar techniczny	Metodologia poprawy	Narzędzia
Cięcie blachy	nadprodukcja/produkowanie na maksymalnych mocach	Ukierunkowane doskonalenie	LM	Karty Kanban
	skomplikowane przezbrojenia	Autonomiczne utrzymanie ruchu	TPM	SMED, Diagram Ishikawy
Tłoczenie	nadprodukcja/produkowanie na maksymalnych mocach	Ukierunkowane doskonalenie	LM	Karty Kanban
	skomplikowane przezbrojenia	Autonomiczne utrzymanie ruchu	TPM	SMED
Gięcie	nadprodukcja/produkowanie na maksymalnych mocach	Ukierunkowane doskonalenie	LM	Karty Kanban
	oczekiwanie na półfabrykaty	Logistyka	JIT	Karty Kanban
Cięcie pręta	szukanie narzędzi w pracy i podczas przezbrojeń	Autonomiczne utrzymanie ruchu/Kompleksowe zarządzanie oprzyrządowaniem	TPM	SMED
	błędne decyzje operatorów o zatrzymaniu i sprawdzaniu jakości	Zarządzanie rozwojem pracowników	TQM	Poke yoke, Mistake proofing

Zataczanie	nadprodukcja/produkowanie na maksymalnych mocach	Ukierunkowane doskonalenie	LM	Karty Kanban
	szukanie narzędzi w pracy i podczas przezbrojeń	Autonomiczne utrzymanie ruchu	TPM	SMED
Walcowanie	brak reakcji na pierwszą złą sztukę, partie wyprodukowanych braków	Poprawa/kontrola jakości	QLF	5 Why, FMEA
	błędne decyzje operatorów,	Zarządzanie rozwojem pracowników	Jidoka	Poke yoke
Kucie	nadprodukcja/produkowanie na maksymalnych mocach	Ukierunkowane doskonalenie	JIT, LM	Karty Kanban
	długie przezbrojenia	Autonomiczne utrzymanie ruchu	TPM	SMED
Szlifowanie	szukanie narzędzi eksploatacyjnych	Kompleksowe zarządzanie oprzyrządowaniem	TPM	5S
Kompletacja	wielokrotne przekładanie wyrobów	Logistyka	JIT	5S
	oczekiwanie na wyroby do kompletacji zestawu	Logistyka	JIT	Karty Kanban

LITERATURA

[1] Akademia Górniczo Hutnicza w Krakowie (2015). Materiały do kursu: *Zarządzanie Produkcją w Klasie Światowej WCM.*

[2] Forrester, R. (1995) 'Work study.' *Implications of lean manufacturing for human resource strategy* 44, 20-24.

[3] Gembutsu Consulting LLC (2007) *Lean Implementation & Transformation via Kaizen Approach* [online] available from <http://http://www.gembutsu.com/lean_implementation.html> [18 February 2008].

[4] Implemen-Lean-Manufacturing.com (2008) *Implement Lean Manufacturing!* [online] available from <http://www.implement-lean-manufacturing.com/Lean-Implementation.html> [17 February 2008].

[5] Nicholas, J. Soni, A. (2006) *The Portal to Lean Production*. Boca Raton: Auerbach Publications.

[6] Marsh, R. F. Meredith, J. R. McCutcheon, D. M. (1997) 'International Journal of Operations & Production Management.' *The life cycle of manufacturing cells* 17, 1167-1182.

Thesis: From raw material to finished good. Efficiency and flexibility of mining bolts production as the response to requirements of modern mining

The main objective of this speech is to look at the mining bolts supplier as one part of the technological mining process. Meeting the customer requirements is mission of the production business. Moreover, to develop a longterm relationship with client, production department must be aware of the fact that its workers play an extremely important role in the whole process. Continuous improvement and optimization of tools and techniques are the future for the plants that cooperate with global mining companies. Reducing lead times and delivering

goods on time are the main results of the activities mentioned in the thesis. Pareto Analysis is used to search for the weaknesses in order to make atributes out of them and constantly improve. When manager tries to reduce cost, he or she has to remember that looking for excellence in production processes should be combined ergonomy of work.

ZWIĄZEK PRACODAWCÓW POLSKA MIEDŹ

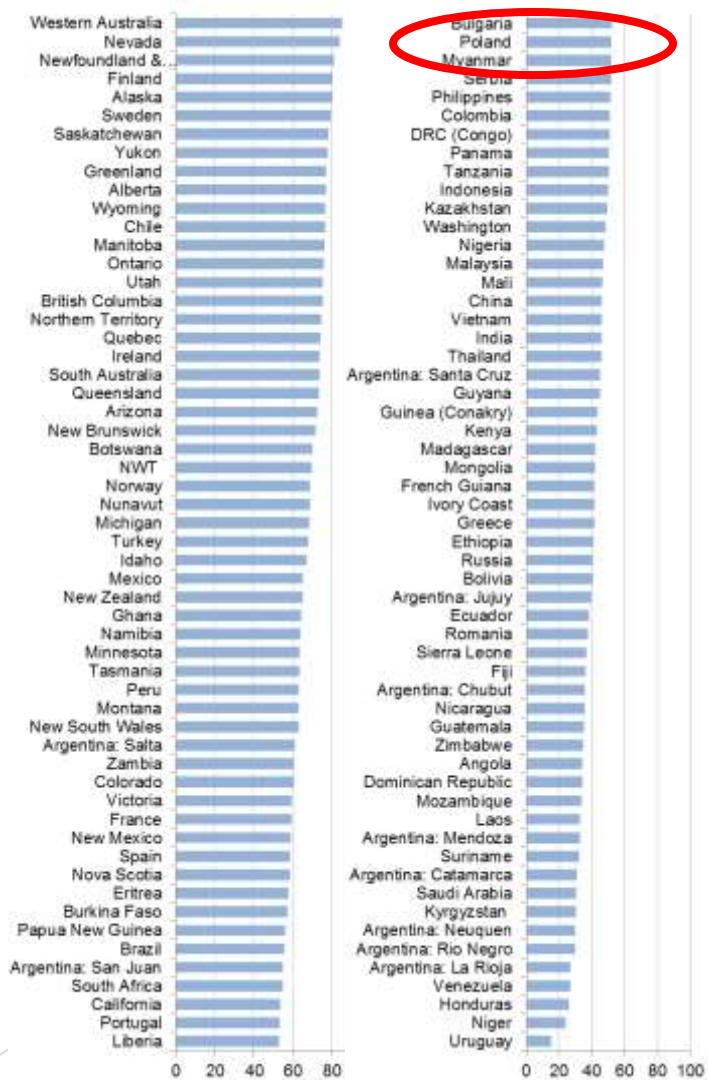
Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk

Atrakcyjność inwestycji górniczych w Polsce

dr hab. Joanna Kulczycka, prof. AGH
dr hab. inż. Herbert Wirth, prof. PWr
mgr Agnieszka Nowaczek
mgr Rafał Szkop

Badania Fraser Institute

- Od 1997r. badania identyfikujące atrakcyjność krajów/regionów górniczych prowadzone są przez Fraser Institute na podstawie ankiet wśród różnych firm i osób na różnych stanowiskach.
- W raportach oceniana jest atrakcyjność inwestycyjna uwzględniająca przede wszystkim wpływ polityki poszczególnych krajów na potencjał wydobywczy na świecie.
- Kraje i regiony łączące bogactwo zasobów mineralnych z przyjazną górnictwu polityką osiągają najwyższy indeks określający atrakcyjność inwestycji (Australia, Finlandia, Szwecja, Newada, Chile, Quebec).
- Inne rejony, jak: Portugalia, Bułgaria, Polska, a więc kraje zasobne w surowce w Europie są w środku listy.
- W 2014r. Finlandia została wybrana krajem o najbardziej przyjaznych regulacjach prawnych dla górnictwa.



Badania IGSMiE PAN i ZPPM

- W 2015 r. Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN w Krakowie wraz ze Związkiem Pracodawców Polska Miedź w Lubinie rozpoczął badania dotyczące poziomu atrakcyjności inwestycji w sektorze wydobywczym.

- Jako narzędzie badawcze wybrano kwestionariusz ankiety ponieważ umożliwia on ilościową i jakościową analizę dostarczonego materiału.

Cele i adresaci (1)

- ✓ Celem ankiety jest określenie poziomu atrakcyjności inwestycji w sektorze wydobywczym oraz zidentyfikowanie najlepszych praktyk technologicznych, prawnych, środowiskowych i społecznych dotyczących pozyskiwania surowców mineralnych w Polsce.

- ✓ Ankieta skierowana jest zarówno do kadry zarządzającej różnych szczebli przedsiębiorstw wydobywczych i poszukiwawczych, jak również do przedstawicieli firm konsultingowych, instytucji finansowych i naukowo – badawczych oraz administracji publicznej i organizacji pozarządowych.

Cele i adresaci (2)

- Analizie poddano **100 ankiet** skierowanych do określonej grupy badawczej.

- Ankieta została rozesłana drogą mailowa oraz umieszczona na stronie internetowej. Respondenci mogli również wybrać formę „on line” dla wypełnienia kwestionariusza: http://moje-ankiety.pl/respond-79473.html

Budowa ankiety (1)

Ankieta jest podzielona na 3 części:

- ✓ **Czynniki atrakcyjności** inwestycyjnej w obszarze wydobywczym w Polsce,
- ✓ **Uwarunkowania** wpływające na działanie firm z sektora wydobywczego,
- ✓ **Bariery**, które mają znaczenie z rezygnacji z inwestycji.

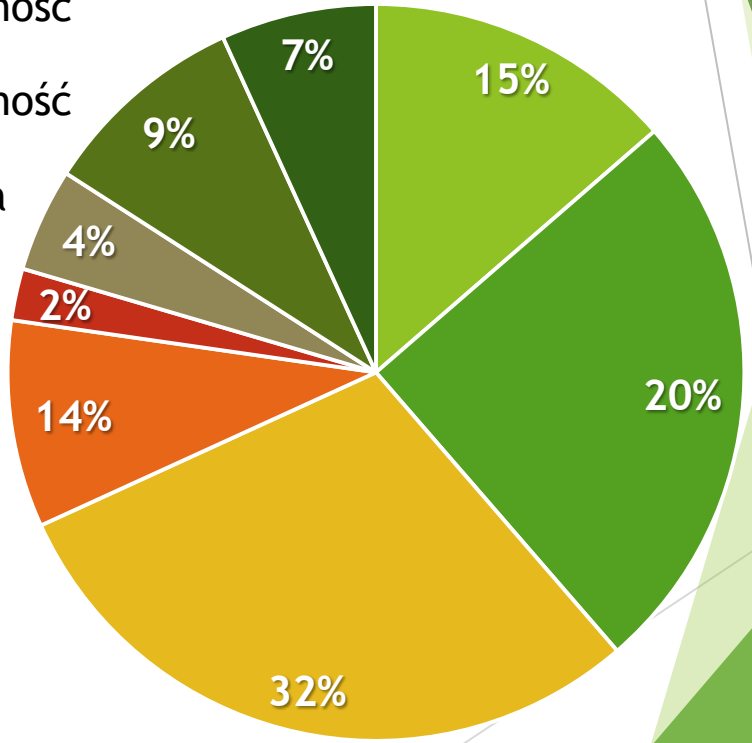
Każda z części składa się z parunastu pytań, które są ***oceniane na podstawie skali od 1-5*** *określającej trudność/łatwość sektora wydobywczego.*

Budowa ankiety (2)

- ✓ Dodatkowo w ankiecie umieszczono pytania otwarte, w których respondenci mogą udzielić dłuższej odpowiedzi.
- ✓ Pytania otwarte dotyczą: wskazania innych czynników wpływających na atrakcyjności inwestycji oraz problemów dotyczących inwestowania w górnictwo.
- ✓ W ankiecie zamieszczono również pytania o wielkość i rodzaj prowadzonej działalności oraz prowadzenie inwestycji poza granicami kraju.

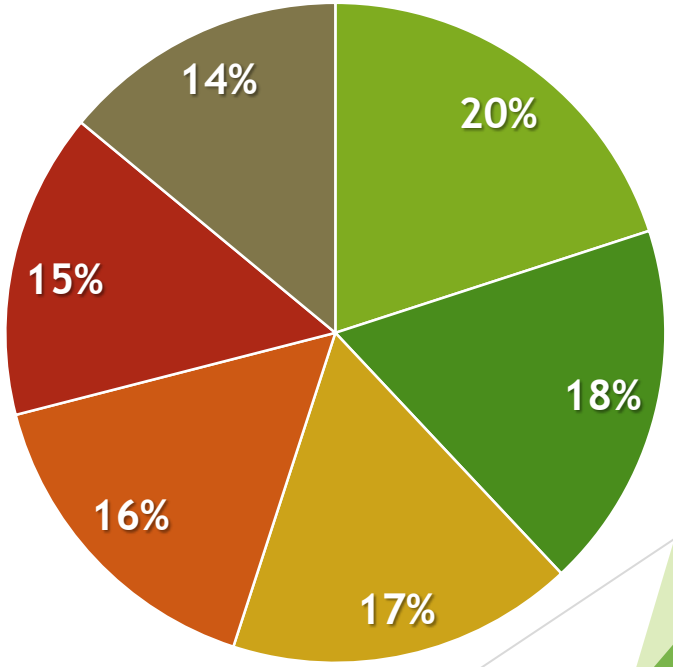
Podmioty biorące udział w ankiecie

- przedsiębiorstwo prowadzące działalność poszukiwawczą lub rozpoznawczą
- przedsiębiorstwo prowadzące działalność wydobywczą
- instytucja naukowa / uczelnie wyższa
- firma doradcza / konsultingowa
- administracja państwowa
- administracja samorządowa
- organizacja pozarządowa
- inna działalność

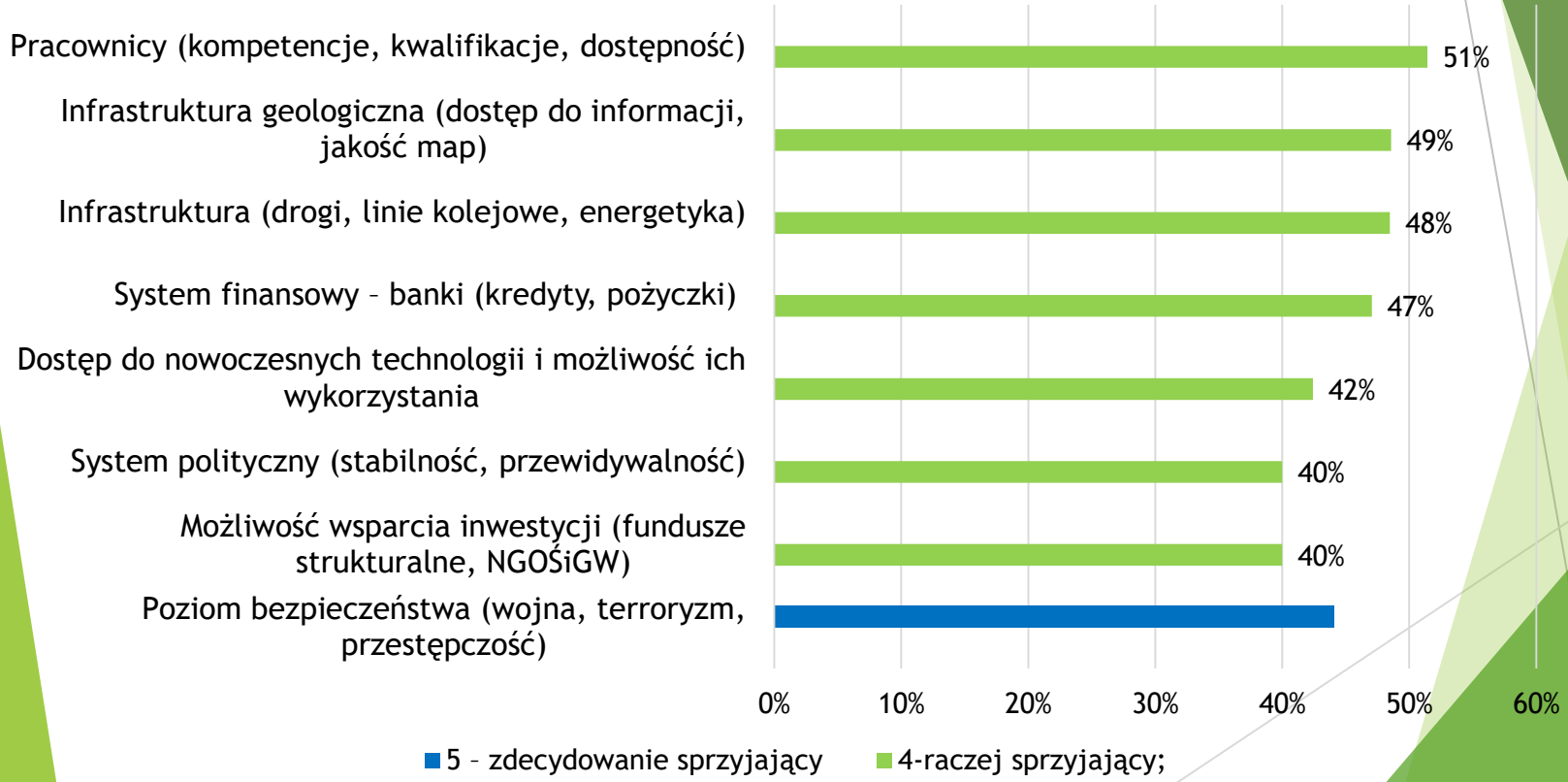


Stanowiska osób ankietowanych

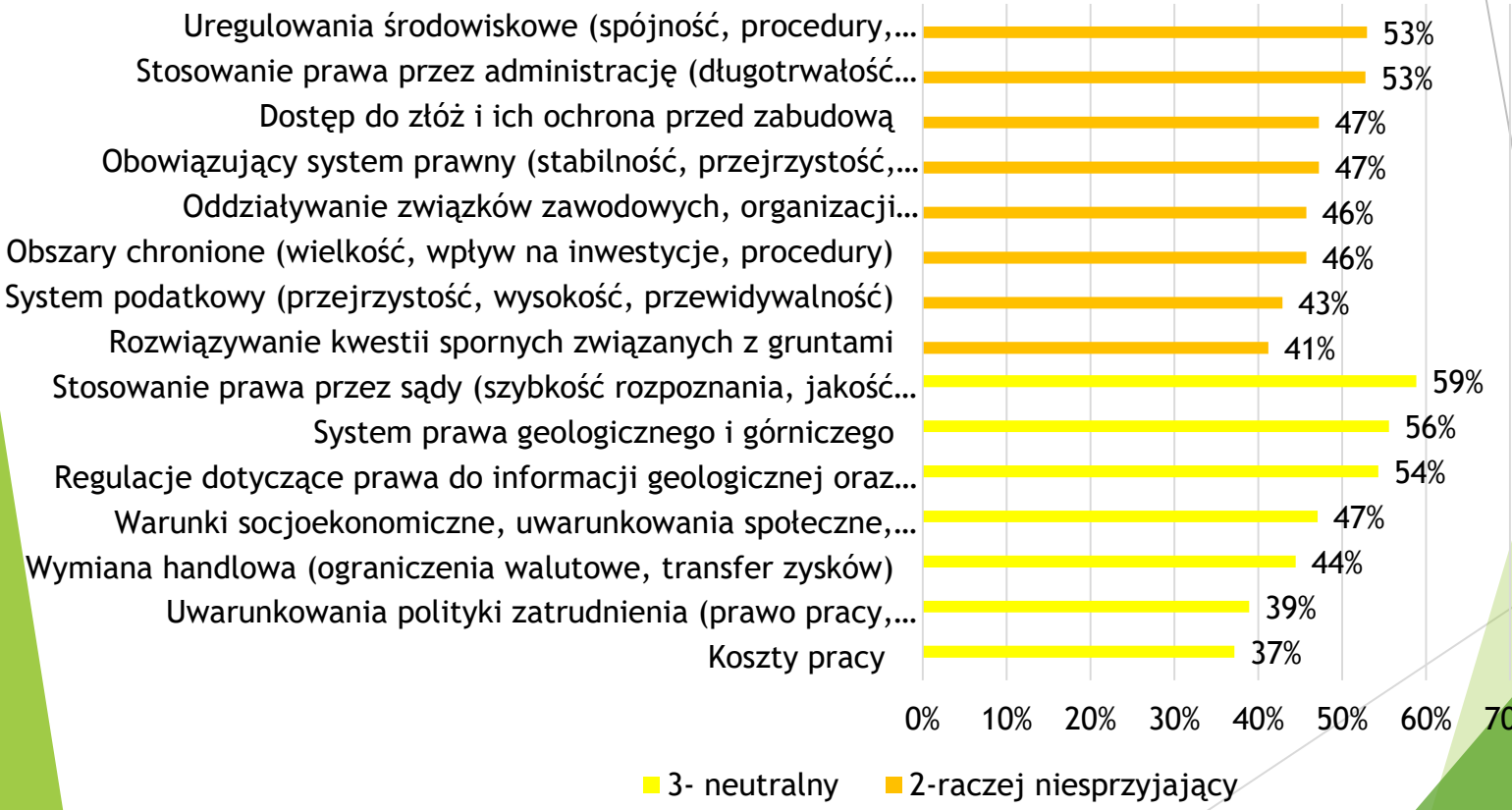
- Kierownik
- Specjalista
- Przedstawiciel managementu
- Stanowisko techniczne
- Członek organu zarządzającego
- Inne



Czynniki atrakcyjności inwestycyjnej (1)



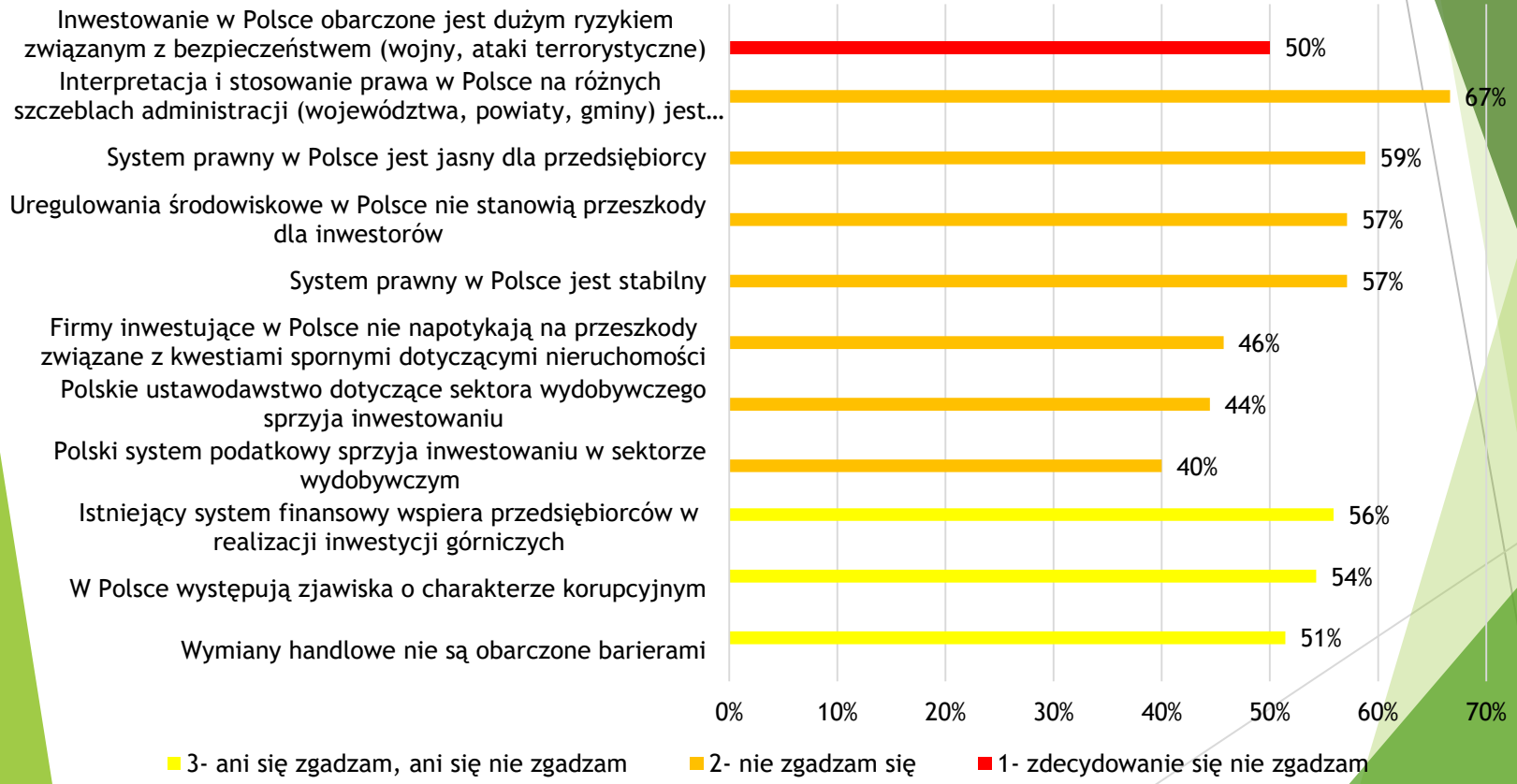
Czynniki atrakcyjności inwestycyjnej (2)



Inne czynniki atrakcyjności

- ✓ dobrze rozpoznana w latach ubiegłych baza zasobowa,
- ✓ członkostwo Polski w UE,
- ✓ rozwój gospodarczy Polski na tle innych krajów,
- ✓ położenie geograficzne,
- ✓ infrastruktura transportowa,
- ✓ rynki zbytu,
- ✓ wykwalifikowana kadra, doświadczenie i kompetencje techniczne wynikające z tradycji górniczej,
- ✓ współpraca z sektorem nauki (wyższe uczelnie, instytuty badawcze),
- ✓ duże zasoby węgla brunatnego,
- ✓ energia wytwarzana z węgla brunatnego jest najtańsza.

Uwarunkowania (1)



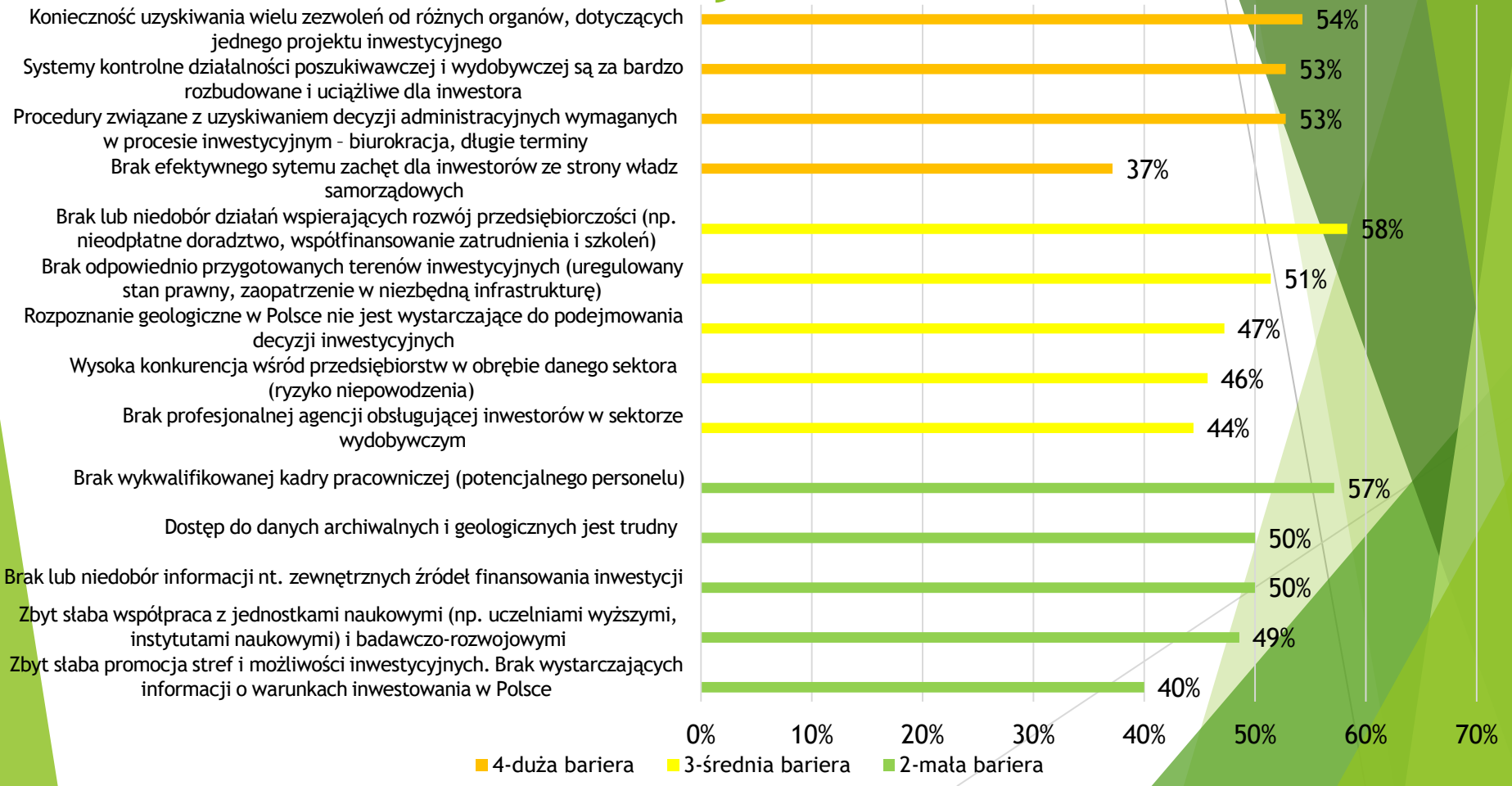
Uwarunkowania (2)



Uwarunkowania (3)

- ✓ Jako podstawowy determinant zdecydowanie lub raczej niesprzyjający respondenci uznali polskie ustawodawstwo oraz obowiązujący system prawny.
- ✓ Według badanych podmiotów wysokie kwalifikacje pracowników oraz dobra infrastruktura stanowią czynnik zdecydowanie lub raczej sprzyjający prowadzeniu inwestycji w sektorze wydobywczym.
- ✓ Warunki socjoekonomiczne, uwarunkowania społeczne oraz wpływ społeczności lokalnej to istotnych czynnik decydujący o atrakcyjności inwestycji w branży wydobywczej. Według ankietowanych nie bez znaczenia pozostają takie czynniki jak: położenie geograficzne, infrastruktura transportowa oraz rynek zbytu.
- ✓ Respondenci uznali również, że ścisła współpraca sektora wydobywczego z wyższymi uczelniami i instytutami badawczymi jest determinantem rozwoju polskiego górnictwa.

Bariery


Konieczność uzyskiwania wielu zezwoleń od różnych organów, dotyczących jednego projektu inwestycyjnego
54%
Systemy kontrolne działalności poszukiwawczej i wydobywczej są za bardzo rozbudowane i uciążliwe dla inwestora
53%
Procedury związane z uzyskiwaniem decyzji administracyjnych wymaganych w procesie inwestycyjnym – biurokracja, długie terminy
53%
Brak efektywnego sytemu zachęt dla inwestorów ze strony władz samorządowych
37%
Brak lub niedobór działań wspierających rozwój przedsiębiorczości (np. nieodpłatne doradztwo, współfinansowanie zatrudnienia i szkoleń)
58%
Brak odpowiednio przygotowanych terenów inwestycyjnych (uregulowany stan prawny, zaopatrzenie w niezbędną infrastrukturę)
51%
Rozpoznanie geologiczne w Polsce nie jest wystarczające do podejmowania decyzji inwestycyjnych
47%
Wysoka konkurencja wśród przedsiębiorstw w obrębie danego sektora (ryzyko niepowodzenia)
46%
Brak profesjonalnej agencji obsługującej inwestorów w sektorze wydobywczym
44%
Brak wykwalifikowanej kadry pracowniczej (potencjalnego personelu)
57%
Dostęp do danych archiwalnych i geologicznych jest trudny
50%
Brak lub niedobór informacji nt. zewnętrznych źródeł finansowania inwestycji
50%
Zbyt słaba współpraca z jednostkami naukowymi (np. uczelniami wyższymi, instytutami naukowymi) i badawczo-rozwojowymi
49%
Zbyt słaba promocja stref i możliwości inwestycyjnych. Brak wystarczających informacji o warunkach inwestowania w Polsce
40%
0%
10%
20%
30%
40%
50%
60%
70%
4-duża bariera
3-średnia bariera
2-mała bariera

Inne bariery dotyczące inwestowania w górnictwo w Polsce (1)

- ✓ brak kompleksowych strategicznych dokumentów określających działania Państwa w zakresie surowców czy polityki energetycznej,
- ✓ „czarny PR”,
- ✓ lobby ekologiczne,
- ✓ promowanie „zielonej energii” bez względu na koszty,
- ✓ ograniczenie emisji CO_2, przez UE,
- ✓ coraz większa konkurencyjność na rynku międzynarodowym,
- ✓ utrudnianie rozpoczęcia i prowadzenia działalności przez władze lokalne (gminy) oraz przez lokalne układy,

Inne bariery dotyczące inwestowania w górnictwo w Polsce (2)

- ✓ brak lub niedobór działań wspierających rozwój przedsiębiorczości (brak doradztwa i szkoleń),
- ✓ brak skutecznego i stabilnego systemu zachęt dla rozwoju nowych technologii,
- ✓ brak informacji o warunkach inwestowania w Polsce,
- ✓ dyskryminacja podmiotów prywatnych względem uprzywilejowanych podmiotów państwowych,
- ✓ zbyt długo trwające postępowania koncesyjne, w wielu wypadkach zależne od indywidualnej interpretacji obowiązujących przepisów,
- ✓ niestabilne prawo.

Czynniki wpływające na atrakcyjność

Dodatkowe czynniki to:

- ✓ duże zasoby węgla brunatnego,
- ✓ dobrze rozpoznana w latach ubiegłych baza zasobowa,
- ✓ dostęp do złóż,
- ✓ rynek zbytu.

Z przeprowadzonego badania wynika, że **dużo przedsiębiorstw chciałoby inwestować/prowadzić działalność wydobywczą poza granicami kraju.** Najczęściej respondenci wskazywali na takie kraje jak Niemcy, Dania oraz Kanada.

Wnioski

- ✓ Polska jest krajem bezpiecznym, w których nie ma przeszkód do inwestycji, aczkolwiek uregulowania prawne (procedury, przepisy) są niejasne dla ankietowanych i stanowią dużą barierę rynku wydobywczego,
- ✓ Dużym atutem inwestycyjnym polskiego sektora wydobywczego jest wysoko wykwalifikowana oraz kompetentna kadra pracownicza,
- ✓ W Polsce istnieje dużo obszarów do potencjalnego wydobycia kopalin, które nie są jeszcze zagospodarowane, zniechęcającym aspektem inwestycyjnym jest trudność pozyskania wielu pozwoleń na realizację projektów,
- ✓ Panujące warunki technologiczne oraz rozwojowe są korzystnymi atutami inwestycyjnymi na rynku polskim.

Dziękujemy za uwagę i zapraszamy do wypełnienia ankiet!

Strona: http://moje-ankiety.pl/respond-79473.html

Wpływ wprowadzenia 5-zmianowego systemu organizacji pracy na wyniki produkcyjne KWK Piast

Jacek Kudela
KW S.A. Oddział KWK Piast

Bogdan Zamarlik
KW S.A. Oddział KWK Piast

Tomasz Koczur
KW S.A. Oddział KWK Piast

STRESZCZENIE: Uwarunkowania gospodarcze, rynkowe oraz konieczność obniżenia kosztów wydobycia i zwiększenia efektywności spowodowały, że wzrosły wymagania dotyczące pracy kopalń. W referacie przedstawiono jaki wpływ na wielkość wydobycia, efektywniejsze wykorzystanie zasobów ludzkich i parku maszynowego miało przejście przez kopalnię Piast z 4-zmianowego na 5-zmianowy system pracy, przy jednoczesnym zmniejszeniu liczby oddziałów ścianowych i przodkowych. Przeprowadzono również analizę wpływu wprowadzenia 5-zmianowego systemu pracy na nałożone przez Kompanię Węglową S.A. zadania produkcyjne (wydobycie), przy jednoczesnym zmniejszeniu liczby oddziałów ścianowych. Wprowadzając 5-zmianowy system pracy założono, że nie będzie miał on wpływu na pogorszenie bezpieczeństwa pracy załogi oraz jakości wykonywanych robót.

SŁOWA KLUCZOWE: 5-zmian, wydajność, obniżenie kosztów

1. WSTĘP

Działalność kopalni „Piast" ukierunkowana jest nie tylko na zaspokajanie potrzeb kopalni wynikających z realizowania przyjętej strategii w zakresie wydobycia przez KW S.A., ale również obejmuje swoim obszarem działania zmierzające do poprawy wydajności przy zachowaniu właściwych warunków BHP. Ciągłe wdrażanie nowych rozwiązań technicznych i technologicznych, a także stosowanie nowoczesnych urządzeń pozwala kopalni osiągać dobre wyniki ekonomiczne oraz lepszą efektywność pracy. W poniższym referacie skupimy się na pokazaniu zmian organizacyjnych i logistycznych po przejściu z systemu pracy 4-zmianowego na 5-zmianowy i jak wpłynęło to na system pracy oraz nałożone na kopalnię Piast zadania produkcyjne.

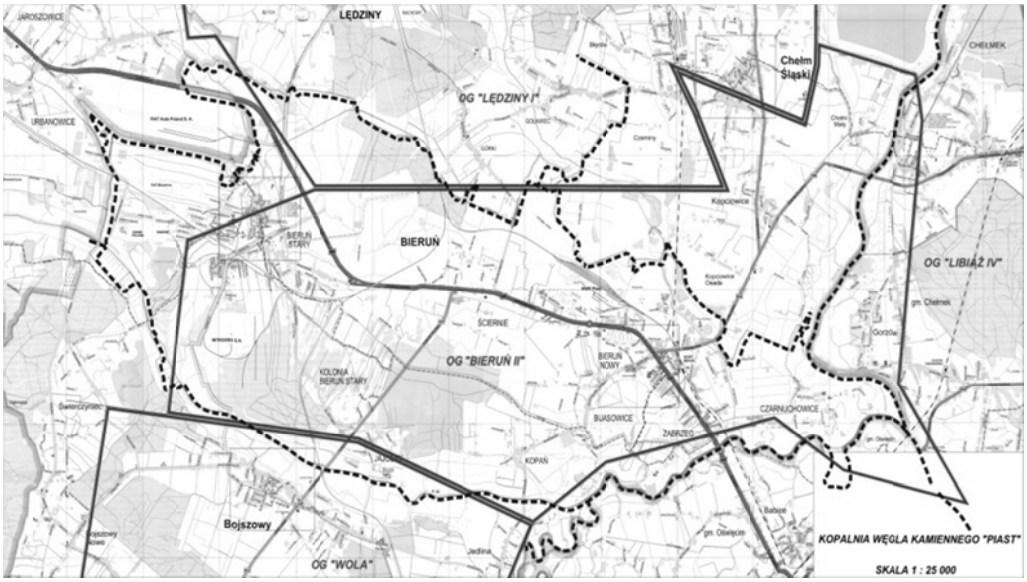
2. OGÓLNE INFORMACJE O KOPALNI

Kopalnia Węgla Kamiennego „Piast" jest oddziałem wchodzącym w struktury Kompanii Węglowej S.A. Ten nowoczesny zakład wydobywczy produkuje ok. 3,7 mln ton węgla handlowego na rok. Kopalnia prowadzi działalność od 1975 r. i należy do największych pracodawców w regionie, zatrudnia 4918 osób.

W skład kopalni Piast wchodzą:

Obszar górniczy kopalni „Bieruń II" obejmuje swoim zasięgiem powierzchnię 48,17 km^2 i leży on w granicach administracyjnych województwa: śląskiego i małopolskiego. Obejmuje gminy: Bieruń, Bojszowy, Chełm Śląski, Chełmek, Lędziny oraz Oświęcim.

Obszar górniczy po zlikwidowanym Ruchu II „Wola I" – o powierzchni 28,507 km^2 obejmuje gminy: Bieruń, Bojszowy, Brzeszcze i Miedźna.



Rys. 1. Obszar górniczy „Bieruń II"
Figure 1. Mining area "Bieruń II"

3. MOŻLIWOŚCI TECHNICZNE KOPALNI

3.1. *Charakterystyka złoża*

Złoże węgla kamiennego KWK Piast położone jest w rejonie centralnej części Niecki Głównej Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Zostało zaliczone do II-ej grupy złóż pod względem stopnia skomplikowania budowy, zmienności zalegania i grubości poszczególnych pokładów.

Według stanu na dzień 31.12.2013 r. zasoby kopalni przedstawiają się następująco:

- zasoby bilansowe: 947,3 mln ton,
- zasoby przemysłowe: 194,2 mln ton,
- zasoby operatywne: 94,3 mln ton.

Tabela 1. Parametry jakościowe węgla w złożu Piast
Table 1. Qualitative parameters of coal in the Piast deposit

Zasoby	popiół [%]			siarka [%]			wartość opałowa [kJ]		
	min	max	śr.	min	max	śr.	min	max	śr.
Bilansowe	5,9	38	14,6	0,4	3,2	1,1	17 500	29 800	24 151
Przemysłowe	5,9	28	12,7	0,5	2,2	1,1	18 500	26 800	24 312

3.2. *Eksploatacja i umaszynowienie KWK Piast*

Kopalnia posiada koncesję nr 4/2010 ważną do 31 grudnia 2030 roku oraz plan ruchu na lata 2014 – 2016 zatwierdzony przez Dyrektora OUG Katowice. KWK „Piast" jest kopalnią dwupoziomową. Poziomy eksploatacyjne 500 m i 650 m udostępnione są poprzez dwa szyby wdechowe oraz dwa wentylacyjne. Zakład górniczy posiada 8 udostępnionych pokładów węgla kamiennego: 205/1-2, 205/4, 205/5, 206/1-2, 207, 208, 209, 211.

Eksploatację złóż węgla prowadzi się w całości systemem ścianowym podłużnym lub poprzecznym w zależności od tektoniki pola eksploatacyjnego w systemie „na zawał". Obszar górniczy podzielony jest na 21 partii eksploatacyjnych. Kopalnia jest stosunkowo bezpieczną, gdyż zagrożenia naturalne nie występują lub są znikome. W związku z korzystną lokalizacją kopalnia nie ma większych problemów ze szkodami górniczymi, prowadzi działalność pod niezurbanizowaną powierzchnią. W kopalni „Piast" całość produkcji odbywa się z pełną mechanizacją. Stosuje się m.in. kombajny ścianowe typu KGE, KSW, FS, przenośniki zgrzebłowe Rybnik, Tagor, Glinik, PAT, Grot oraz przenośniki taśmowe Gwarek, Pioma, Mifama i Wampol.

Do transportu materiałów do przodków i ścian wydobywczych oraz likwidacji i zbrojenia ścian kopalnia wykorzystuje układy kolejek podwieszanych, pozwalających osiągać wyższy poziom bezpieczeństwa pracy i lepszą efektywność pracy. Łączna długość tras kolejki podwieszanej wynosi ponad 50 km.

Transport urobku na dole kopalni z wyrobisk eksploatacyjnych prowadzony jest za pomocą przenośników taśmowych. System transportu urobku umożliwia otrzymywanie mieszanek o pożądanych parametrach jakościowych, odpowiadających potrzebom klienta. Długość głównej odstawy taśmowej to ok. 20 km, natomiast długość odstawy oddziałowej ok. 13 km. Przenośniki taśmowe i kolejki podwieszane wykorzystywane są też do transportu ludzi.

Tabela 2. Zdolności produkcyjne podstawowych ogniw produkcyjnych w 2015 r.
Table 2. Production capacity of main links of production in the year 2015

Wynikowa zdolność produkcyjna	Zdolność ogniw produkcyjnych – t/d brutto				
	frontu eksploatacyjnego	transportu pionowego	odstawy głównej	zakładu przeróbczego	wentylacji
18 700	18 700	42 840	38 150	27 500	38 000

3.3. *Stan załogi*

Obecny stan zatrudnienia w kopalni „Piast" wynosi 4918 pracowników (stan na dzień 31. 12.2015 r.). Na dole zatrudnionych jest 3851 pracowników, w zakładzie przeróbczym 461 pracowników, pozostałych pracowników na powierzchni 606 osób.

3.4. *Zakłady przeróbcze kopalni*

Zadania produkcyjne KWK „Piast" realizowane są z wykorzystaniem trzech zakładów przeróbczych, stanowiących wydzielone organizacyjnie oraz technicznie zespoły obiektów o ściśle określonym profilu produkcji oraz przyporządkowanym zakresie funkcjonalnym. Są to: Zakład

Przeróbki Mechanicznej I w Bieruniu (ZPM I), Zakład Wzbogacania Miału oraz Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla w Woli (ZPM II, produkcja paliw kwalifikowanych ekomiału – Rokita, ekogroszku – Retopalu).

4. OBECNY SYSTEM PRACY

4.1. *Wydobycie i wydajność*

W roku 2015 kopalnia wydobyła ponad 3,48 mln ton węgla handlowego (4,3 mln ton brutto), tj.13 895 t/dobę, przy średnim wydobyciu z jednej ściany 3267 ton. Średnia ilość ścian w roku 2015 wyniosła 4,3. Większość eksploatowana jest poniżej poziomu udostępnienia. Wydajność ogólna kopalni, czyli wydobycie netto pomniejszone o wydobycie z robót inwestycyjnych zestawione z ilością przepracowanych dniówek wszystkich pracowników wyniosła 3346 kg/pdn. Zakres robót przygotowawczych w 2015 roku wyniósł 13 468 m, z czego wykonywane przez oddziały kopalni wyniosły 11 670 m, natomiast przez ZGRI 1798 m. Roboty przygotowawcze są realizowane 8 kombajnami chodnikowymi, z czego jeden obsługiwany jest przez ZGRI. Wskaźnik natężenia robót przygotowawczych wyniósł w 2015 roku 3,87 m/1000 ton wydobycia, a wskaźnik odtworzenia frontu eksploatacyjnego kształtuje się obecnie na poziomie 100,5%.

4.2. *Organizacja czasu pracy*

Kopalnia Piast w 2015 roku zmniejszyła ilość oddziałów wydobywczych z 7-miu na 4-y, a roboty przygotowawcze prowadzi 8-mioma kombajnami chodnikowymi (7 własnych, 1 ZGRI), a nie jak wcześniej 12-toma. W celu wykonania nałożonych zadań produkcyjnych zmiany polegające na zmniejszeniu liczby oddziałów pociągnęły za sobą konieczność przejścia z 4-ro zmianowego systemu pracy na 5-cio zmianowy. Poniżej przedstawiamy tabelaryczne ujęcie czasów zjazdu w systemie 4-ro i 5-cio zmianowym:

Tabela 3. Godziny zjazdów i wyjazdów załogi w systemie 4-ro zmianowym
Table 3. Man riding for four-shift system schedule

Zmiana I		Zmiana II		Zmiana III		Zmiana IV	
Zjazd	Wyjazd	Zjazd	Wyjazd	Zjazd	Wyjazd	Zjazd	Wyjazd
6.20-6.50	13.50-14.20	12.20-12.50	19.50-20.20	18.20-18.50	01.50-02-20	0.20-0.50	07.50-08.20

Tabela 4. Godziny zjazdów i wyjazdów załogi w systemie 5-cio zmianowym
Table 4. Man riding for five-shift system schedule

Zmiana I		Zmiana II		Zmiana III		Zmiana IV		Zmiana V	
Zjazd	Wyjazd	Zjazd	Wyjazd	Zjazd	Wyjazd	Zjazd	Wyjazd	Zjazd	Wyjazd
6.00-6.20	13.30-13.50	11.00-11.20	18.30-18.50	16.00-16.20	23.30-23.50	21.00-21.20	4.30-4.50	2.00-2.20	9.30-9.50

Zakład górniczy KWK Piast pracuje w systemie 5 zmianowym, prowadząc wydobycie na 4 zmiany. W zależności od potrzeb na 5-tej zmianie konserwacyjnej ogranicza się czas robót konserwacyjnych do minimum i prowadzi się również wydobycie.

5. SYSTEM PIĘCIU ZMIAN W KWK PIAST

Dla maksymalnego zmniejszenia ilości ścian i przodków przy malejącej liczbie pracowników, maksymalnym wykorzystaniu parku maszynowego zakładu, a tym samym obniżenia kosztów

produkcji węgla, podjęto decyzję o wprowadzeniu zmiany systemu pracy z czterozmianowego na pięciozmianowy. W tym celu w KWK „Piast" został powołany Zarządzeniem Dyrektora Kopalni nr 58/2014 z dnia 15 października 2014 roku zespół ds. wprowadzenia pięciozmianowego systemu pracy.

Analiza czasu pracy wykazała, że optymalnym podziałem doby zegarowej dla kopalni Piast będzie 5 równych zmian. System 5-cio zmianowy został wprowadzony w całym zakładzie na podstawie Zarządzenia Dyrektora Kopalni Kierownika Ruchu Zakładu Górniczego z dnia 07 sierpnia 2015 nr 32/2015. Zarządzenie to wprowadzało 5-cio zmianowy system pracy z dniem 7 września 2015 roku. System ten z podziałem na Oddziały przedstawia się następująco:

W systemie 5-zmianowym pracują następujące oddziały w KWK Piast:

- w Dziale TG – G1, G2, G3, G4, GRP1, GRP2, GRP3, GRP4, GRP5, GZL-1, GZL-2, GTD 1, GTD 2, GTD 3.
- w Dziale TM – MEUD 1, MEUD 2, MEUD 3, MEUD 6, MMUD 1, MMUD 2, MMUD 3, MMUD 4.

W systemie 4-zmianowym pracują następujące oddziały w KWK Piast:

- w Dziale TG – GNG 1, GNG 2, GNP, GNR, GNZ, GP 1, GP 2.
- w Dziale TM – MES, MED., MMD, MEŁM-dół.
- w Dziale TW – KSRG, WPP-WPM,WOW.
- w Dziale TS – SN, S.
- w Dziale TOT – TWP.
- w Dziale DBH – HPB.

W systemie 3-zmianowym pracują następujące oddziały w KWK Piast:

- w Dziale TM – MPO, MEPP 1, MEPP 2, MEPP 3, MEŁM-powierzchnia, MOP, MPSZ, MESW.
- w Dziale TW – WNW, WNPP-WNP, WL-WAU.
- w Dziale TJP – JNP1, JNP2, JNP3, JNR, JMW1, JMW2, JMW3, JMW4, JMW5, JMR, JMK.
- w Dziale TOT – GS.
- w Dziale DBH – BBO.
- w Dziale DKJ – DKJ/K.
- w Dziale LOK – LOK/E.
- pracownicy komórki organizacyjnej TDR.

Godziny pracowników zatrudnionych na powierzchni przedstawiają się następująco:

- zmiana I – 6.00–14.00.
- zmiana II – 14.00–22.00.
- zmiana III – 22.00–6.00.

Dopuszcza się zatrudnienie pracowników danego Działu/Oddziału w systemie 3, 4 czy 5-cio zmianowym wynikającym z potrzeb zakładu górniczego.

5.1. *Wprowadzenie systemu 5 zmian na ścianach*

Wprowadzanie 5-cio zmianowego systemu pracy rozpoczęto od analizy możliwości jego zastosowania na ścianach. Od początku zakładano, że z chwilą przejścia na system pięciu zmian zmniejszy się liczba oddziałów ścianowych z siedmiu do czterech. Ponieważ zmniejszenie się stanu załogi KWK Piast (naturalne odejścia) spowodowało brak możliwości zagwarantowania normatywnego obłożenia przy większej niż 4 liczbie oddziałów ścianowych. Jednocześnie nastąpiło połączenie działów wydobywczych GG 1.1 i GG 1.2 w jeden oddział wydobywczy GG 1. Pozwoliło to na ograniczenie liczby pracowników dozoru wyższego (naturalne odejścia emerytalne) i efektywne dostosowanie liczby dozoru zmianowego do systemu 5-cio zmianowego.

W tabeli 4 i 5 przedstawiono normatywne czasy: zjazdu i wyjazdu załogi, dojścia i powrotu z miejsca pracy dla oddziałów ścianowych w systemie 4 i 5 zmianowym

Tabela 5. Normatywny czas zjazdu i wyjazdu, dojścia i powrotu z miejsca pracy oraz wydobycia dla oddziałów ścianowych dla 4 zmian
Table 5. Normative time of man riding, getting to and from the longwall and mining for four shift work

Oddział		SUMA dla 4 zmian [min]			
	ściana	zjazd/wyjazd	dojście/powrót	wydobycie	konserwacja
G1	385	240	600	960	120
G2	366	240	600	960	120
G3	982	240	500	1 060	120
G4	388	240	360	1 200	120
G5	358	240	680	880	120
SUMA				5060	

Tabela 6. Normatywny czas zjazdu i wyjazdu, dojścia i powrotu z miejsca pracy oraz wydobycia dla oddziałów ścianowych dla 5 zmian
Table 6. Normative time of man riding, getting to and from longwalls and mining for five shift work

Oddział		SUMA dla 5 zmian [min]			
	ściana	zjazd/wyjazd	dojście/powrót	wydobycie	konserwacja
G1	356	200	625	1260	180
G2	983	200	550	1260	180
G3	731	200	550	1260	180
G4	389	200	525	1260	180
SUMA				5040	

Sumaryczny czas pracy w systemie 4-ch zmian wynosił dla oddziałów wydobywczych 5060 min, tj. 84,3 godz./dobę. Średni dobowy czas pracy dla jednej ściany wynosił 16,9 godz./ /dobę. (przy 5 oddziałach wydobywczych). Minimalny czas konserwacji wynosił 2 godziny. Jeżeli mówimy o 5 zmianach, czas pracy dla 5 zmian wynosi dla oddziałów wydobywczych 5555 min, tj. 92,6 godz./dobę. Średni dobowy czas pracy dla jednej ściany wynosi 21 godz./ /dobę (przy 4 oddziałach wydobywczych). Minimalny czas konserwacji wynosi 3 godziny.

Ustalono, że 1-sza zmiana rozpoczyna się o godzinie 6^{00}, rozruch ścian natomiast rozpoczyna się o 7^{35}, wydobycie prowadzone jest na czterech zmianach do godziny 4^{00}, piąta zmiana prowadzi prace konserwacyjne od 4^{00} do 8^{00}. Powyższe ustalenia umożliwiają w systemie 5-cio zmianowym wykorzystanie maszyn i urządzeń przez 21 godz./dobę. W systemie 4-ech zmian sumaryczny czas pracy wynosił dla oddziału wydobywczego 16,9 godz./dobę dla jednego oddziału. Wynika z tego, że kopalnia w przypadku przejścia na system 5-ciu zmian uzyskała 4 godziny dodatkowej pracy kombajnów ścianowych na dobę. Ponadto w systemie 5-ciu zmian założono 3 godziny na konserwację, a w przypadku systemu 4-ch zmian konserwacja wynosi zaledwie 2 godziny.

5.2. *Wprowadzenie 5 zmian na przodkach*

Jeżeli chodzi o oddziały przygotowawcze od początku zakładano, że przy wprowadzeniu 5-cio zmianowego systemu pracy nastąpi ograniczenie ilości kombajnów chodnikowych z 10 do 7. Podobnie jak w przypadku oddziałów ścianowych pozwoliło to na ograniczenie pracowników dozoru wyższego (naturalne odejścia emerytalne) i efektywne dostosowanie liczby dozoru do systemu 5-cio zmianowego.

W tabeli 4 i 5 przedstawiono normatywne czasy: zjazdu i wyjazdu załogi, dojścia i powrotu z miejsca pracy dla oddziałów przygotowawczych w systemie 4 i 5 zmianowym.

Tabela 7. Normatywny czas zjazdu i wyjazdu, dojścia i powrotu z miejsca pracy oraz drążenia dla oddziałów przygotowawczych dla 4 zmian
Table 7. Normative time of man riding, getting to and back from the developments and mining for four shift work

Oddział		SUMA dla 4 zmian [min]			
	przodek	zjazd/wyjazd	dojście/powrót	drążenie	konserwacja
GRP1	AM-1	240	560	840	280
	AM-7	240	300	1 035	345
GRP2	AM-4	240	340	1 005	335
	AM-1	240	380	975	325
GRP3	AM-8	240	440	930	310
	AM-9	240	460	945	315
GRP4	AM-3	240	540	855	285
	AM-6	240	500	885	295
GRP5	AM-5	240	480	900	300
	AM-10	240	480	900	300
SUMA				9270	

Tabela 8. Normatywny czas zjazdu i wyjazdu, dojścia i powrotu z miejsca pracy oraz drążenia dla oddziałów przygotowawczych dla 5 zmian
Table 8. Normative time of man riding, getting to and back from the developments and mining for five shift work

Oddział		SUMA dla 5 zmian [min]			
	przodek	zjazd/wyjazd	dojście/powrót	drążenie	konserwacja
GRP1	AM-8	200	550	1260	315
GRP2	AM-4	200	550	1280	320
GRP3	AM-1	200	500	1300	325
	AM-5	200	625	1220	305
GRP4	AM-3	200	750	1100	275
	AM-7	200	750	1100	275
GRP5	AM-2	200	750	1100	275
SUMA				8360	

Dla oddziałów przygotowawczych w systemie 4-ch zmian sumaryczny czas pracy wynosił 9270 min., tj. 154,5 godziny na dobę. Średni dobowy czas pracy dla jednego kombajnu chodnikowego wynosił 15,5 godz./dobę (przy 10 kombajnach). W przypadku 5 zmian, dla oddziałów przygotowawczych sumaryczny czas pracy wynosi 8360 min., tj. 139,3 godziny na dobę.

Średni dobowy czas pracy dla jednego kombajnu chodnikowego wynosi 19,9 godz./dobę. (przy 7 kombajnach).

Wynika z tego, że kopalnia w przypadku przejścia na system 5-ciu zmian uzyskała 4,4 godziny dodatkowej pracy kombajnów chodnikowych na dobę.

5.3. *Pozostałe uwarunkowania wynikające z wprowadzenia systemu pięciozmianowego*

Zespół wprowadzający system 5-cio zmianowy przeprowadził również analizę odległości, jaką pracownicy pokonują, aby dotrzeć do pracy. Wykazała ona, że pracownicy zamieszkujący powiaty: oświęcimski, bieruńsko-lędziński, tyski, pszczyński, chrzanowski to grupa 3147 osób, która stanowi 75% pracowników dołowych. Pracownicy ci mieszkają w odległości ok. 20 km od kopalni. Grupa pracowników mieszkających w odległości od 30 do 50 km to pracownicy z powiatów wadowickiego, żywieckiego, bielskiego i suskiego, zatrudnieni w liczbie 861 osób stanowią 20% pracowników dołowych. Pozostałe 5% mieszka w odległości większej niż 50 km.

Na kopalnię przyjeżdża 27 linii przewozowych, które obsługuje 12-stu przewoźników. Zmiany organizacji godzin dojazdu do pracy w wyniku wprowadzenia 5-ciu zmian nie spowodowały wśród pracowników większej uciążliwości. Należy również podkreślić, że na początku dla pracowników oddziałów ścianowych i przodkowych system 5-ciu zmian wydawał się skomplikowany. Po paru tygodniach od wprowadzenia pracownicy chwalą zastosowany system, głównie ze względu na zazębiające się zmiany, co skutkuje bezpośrednim kontaktem ze zmianą przekazującą obowiązki, wymianę zdań na miejscu w konkretnym rejonie pracy pomiędzy dozorem i brygadami oraz płynne kontynuowanie zadań nałożonych przez dozór oddziałowy. Wprowadzenie 5-cio zmianowego systemu pracy wiązało się również ze zmianą organizacji pracy w firmach świadczących usługi dla kopalni. Firmy te w błyskawiczny sposób potrafiły się dostosować do nowego systemu pracy.

PODSUMOWANIE

Po przeprowadzeniu analizy czynników naturalnych, technicznych, a także organizacyjnych i ekonomicznych mających na celu wprowadzenie zmian w organizacji produkcji kopalni należy stwierdzić, że zasadne było wprowadzenie systemu 5-zmianowego w KWK Piast. Wprowadzając powyższy system należało dostosować szereg dokumentów, na których opiera się działalność zakładu, tj.:

- Regulamin Pracy KWK „Piast”,
- Regulamin jazdy ludzi w szybach,
- Regulamin jazdy ludzi pociągami,
- Dobowy harmonogram pracy szybów,
- Projekty techniczne,
- Zarządzenie nr 54/2014 Dyrektora Kopalni KRZG z dnia 06.10.2014 r. w sprawie ewidencji osób przebywających w zakładzie górniczym, zatrudnionych na powierzchni i przebywających w wyrobiskach oddziałów pod ziemią,
- Zarządzenie nr 57/2014 Dyrektora Kopalni KRZG z dnia 13.10.2014 w sprawie wprowadzenia międzyzmian w Oddziale KWK Piast.
- Zarządzenie nr 42/2008 Dyrektora Technicznego KRZG z dnia 23.10.2008 r. w sprawie czasu pracy oraz zasad wykonywania pracy w dni wolne od pracy, niedziele i święta.

Powyższa zmiana organizacyjna pozwoliła kopalni na zwiększenie wydajności zatrudnionych pracowników, lepsze i efektywniejsze wykorzystanie maszyn poprzez wydłużenie dobowego czasu pracy.

Zmniejszenie ilości oddziałów wydobywczych z 7 na 4 pozwoliło kopalni na zmniejszenie ilości wykorzystanego sprzętu w ścianach oraz obniżyło koszty związane z eksploatacją i remontami. Koszt rocznej dzierżawy dla 3 kombajnów ścianowych to około 4,3 mln zł.

Natomiast zmniejszenie ilości kombajnów chodnikowych z 10 na 7 obniży roczne koszty o około 1,4 mln zł.

W związku z tym, że efektywniejsze wykorzystanie maszyn pozwoli na utrzymanie zaplanowanego poziomu wydobycia, ilość potrzebnych urządzeń zmniejszy się, ponadto koszty kopalni w związku z mniejszą ilością potrzebnych urządzeń do zabezpieczenia infrastruktury, tj. rurociągów, kabli, tras transportowych, przenośników taśmowych, urządzeń zasilających w media znacznie obniżą się.

Jak wynika z powyższej analizy przeprowadzonej dla ścian i przodków należy przypomnieć, że kopalnia w przypadku przejścia na system 5-ciu zmian uzyskała 4 godziny dodatkowej pracy kombajnów ścianowych na dobę. Jeżeli chodzi o kombajny chodnikowe czas ten zwiększył się o 4,4 godziny na dobę.

Powyższe działania nie wpłynęły na pogorszenie bezpieczeństwa pracy załogi oraz na jakość wykonywanych robót i umożliwiają jednocześnie ograniczenie struktury dołowej kopalni poprzez zmniejszenie ilości rejonów wydobywczych.

Średnio wydobycie ze ściany w pierwszych 3 kwartałach 2015 roku (stary system 4 zmian) kształtowało się na poziomie 3132,6 kg (przy prowadzeniu wydobycia 5-ma ścianami). W IV kwartale objętym nowym systemem 5-cio zmianowym średnie wydobycie ze ściany wyniosło 4142 kg. Wynika z tego, że wprowadzając system 5-cio zmianowy kopalnia zwiększyła efektywność wydobycia średnio o 25% przy jednoczesnej likwidacji jednego oddziału ścianowego.

Obecnie wydobycie na kopalni Piast prowadzi się czterema oddziałami wydobywczymi, a brygady ścianowe przechodzą bezpośrednio ze ściany przygotowanej do likwidacji na ścianę po zazbrojeniu.

Na końcu należy nadmienić, że wprowadzenie w kopalni 5-cio zmianowego systemu odbyło się po konsultacji ze stroną społeczną.

The Impact of Five-Shift Work Schedule on Production Results of Piast Coal Mine

Economic and market conditionings, need for cost reduction and efficiency increase caused the rise of requirements in mines. The paper presents the impact of changing 4-shift work for 5-shift work schedule, with reducing the number of longwalls and developments, for production, people work and machinery efficiency. Also 5-shift work impact for production tasks of Kompania Węglowa S.A. was analysed. There was assumed, that 5-shift work would not affect work safety and quality.

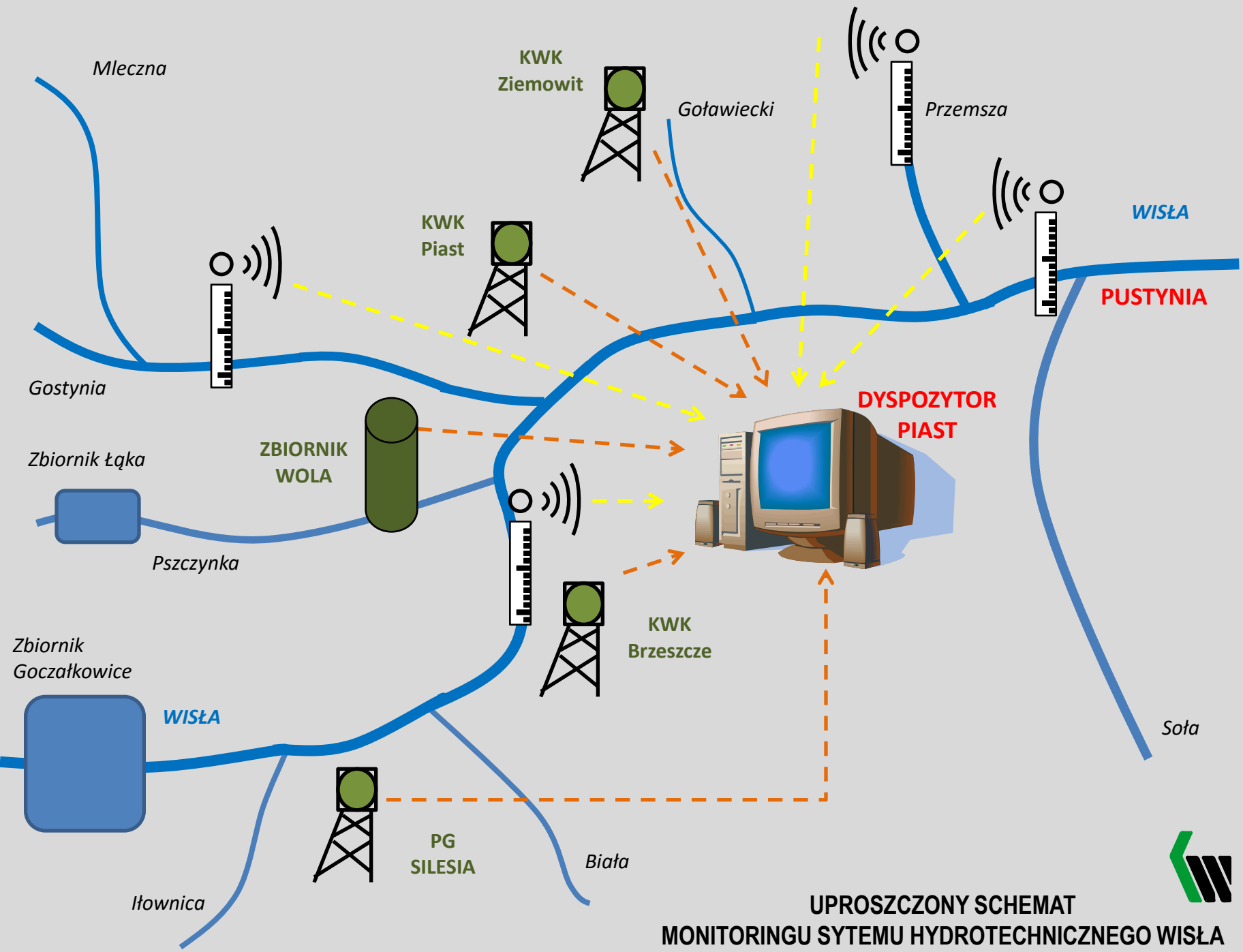
Kompania Węglowa S.A.
KWK PIAST

MONITORIG JAKOŚCI WÓD RZEKI WISŁY I JEJ DOPŁYWÓW W ASPEKCIE PRACY SYSTEMU HYDROTECHNICZNEJ OCHRONY RZEKI WISŁY PRZED WODAMI ZASOLONYMI POCHODZĄCYMI Z ODWODNIENIA KOPALŃ KOMPANII WĘGLOWEJ S.A.

Autorzy:
Jacek Kudela – Prezes Zarządu, Kompanijne Zakłady Remontowe REMASZ Sp. z o.o.
Ryszard Seweryn - Koordynator Zrzutu Wód Zasolonych z Kopalń Nowe Brzeszcze Grupa Tauron, Piast, Ziemowit i PG SILESIA

ZAŁOŻENIA FUNKCJONOWANIA SYSTEMU OCHRONY HYDROTECHNICZNEJ RZEKI WISŁY

- Zmniejszenie zasolenia wód potoku Goławieckiego
- Zmniejszenie zasolenia wód rzeki Gostyni
- Obniżenie ładunku $Cl+SO_4$ odprowadzanego do rzeki Wisły
- Wypłaszczenie amplitudy wahań stężenia $Cl+SO_4$ w rzece Wiśle
- Eliminacja pików stężenia $Cl+SO_4$ w rzece Wiśle



UPROSZCZONY SCHEMAT
MONITORINGU SYTEMU HYDROTECHNICZNEGO WISŁA

Wodowskaz Jaworzno Jeleń - rzeka Przemsza

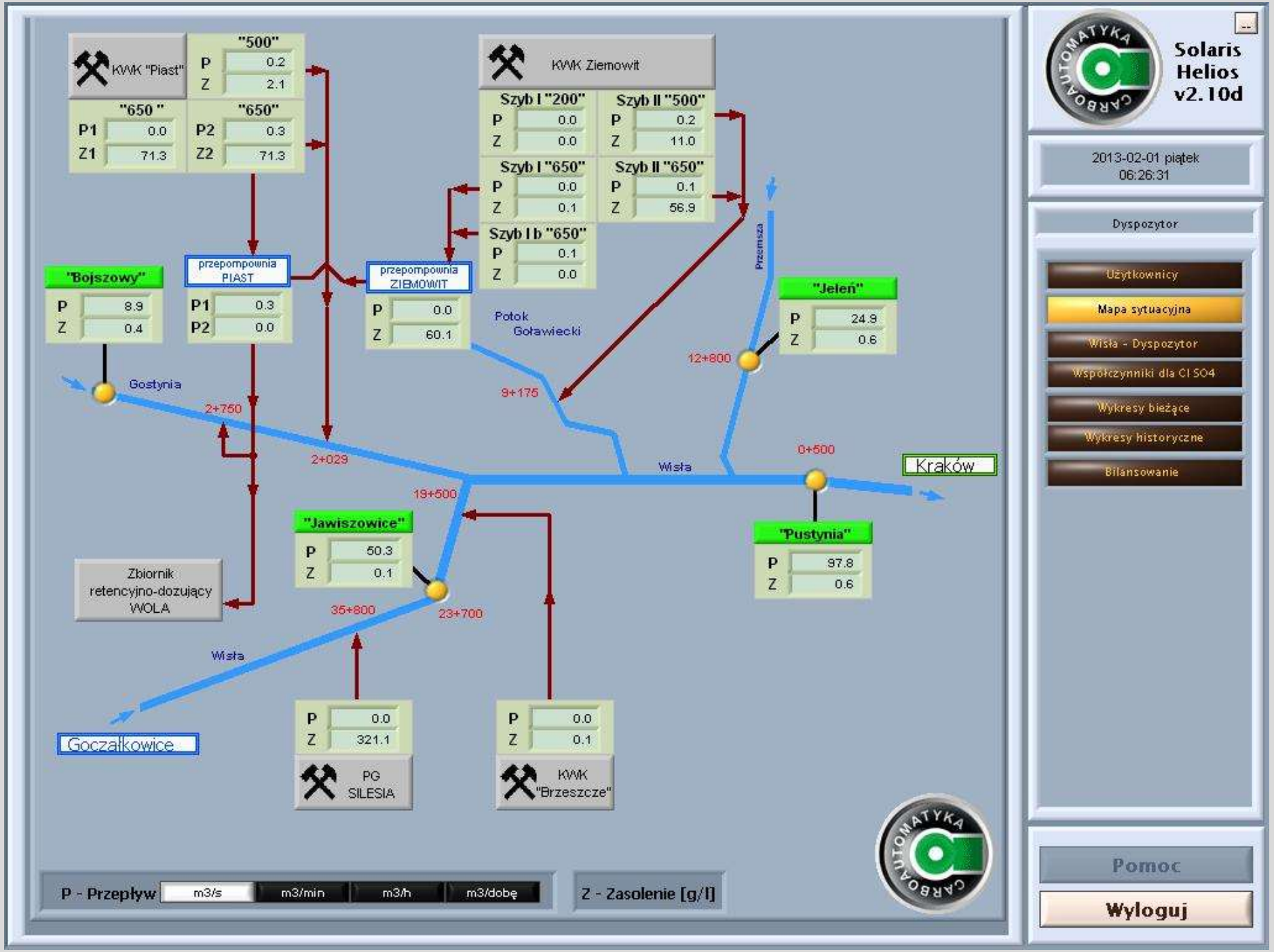


Wodowskaz Jawiszowice – rzeka Wisła

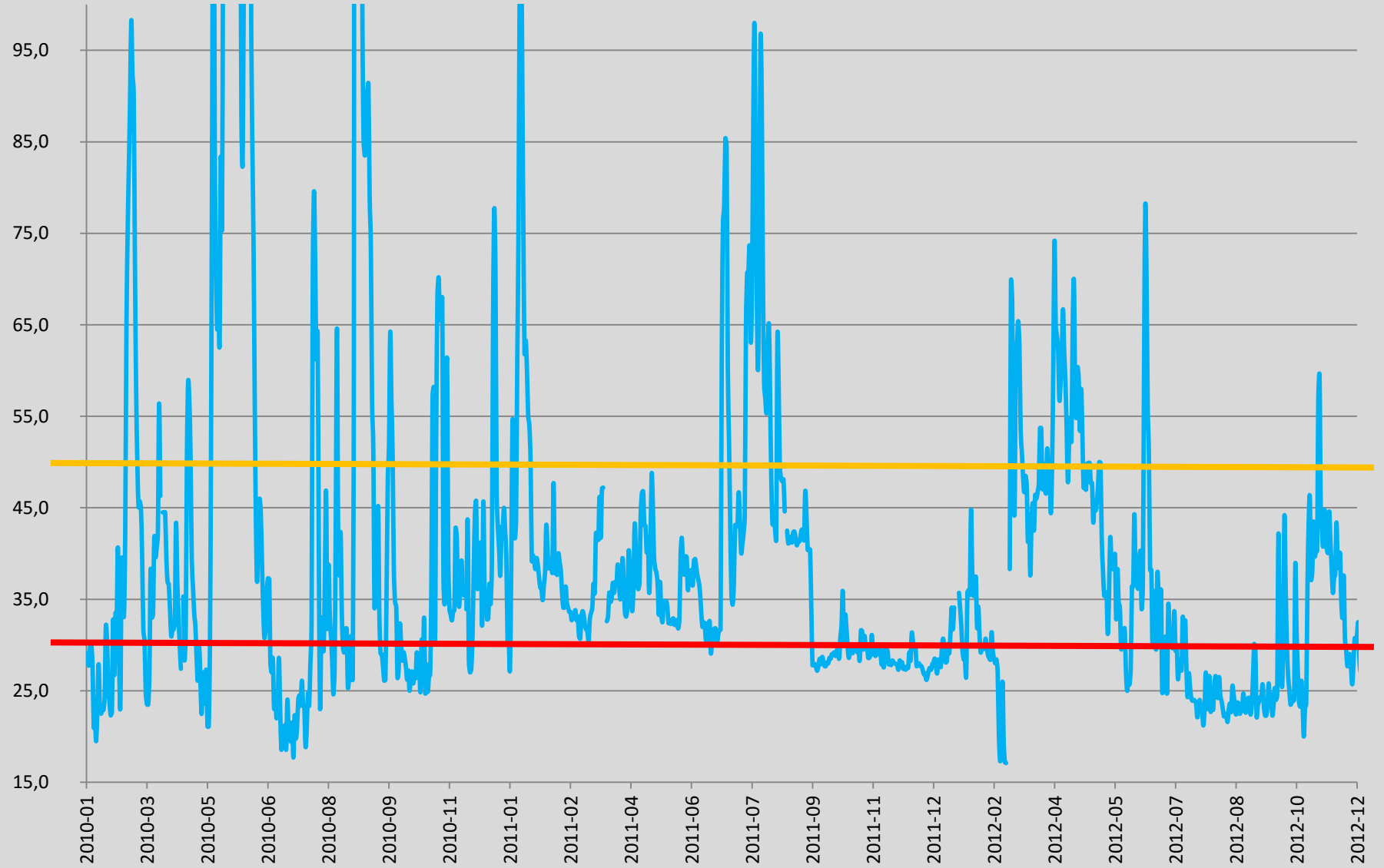


Stacja wodowskazowa IMiGW Bieruń – rzeka Wisła

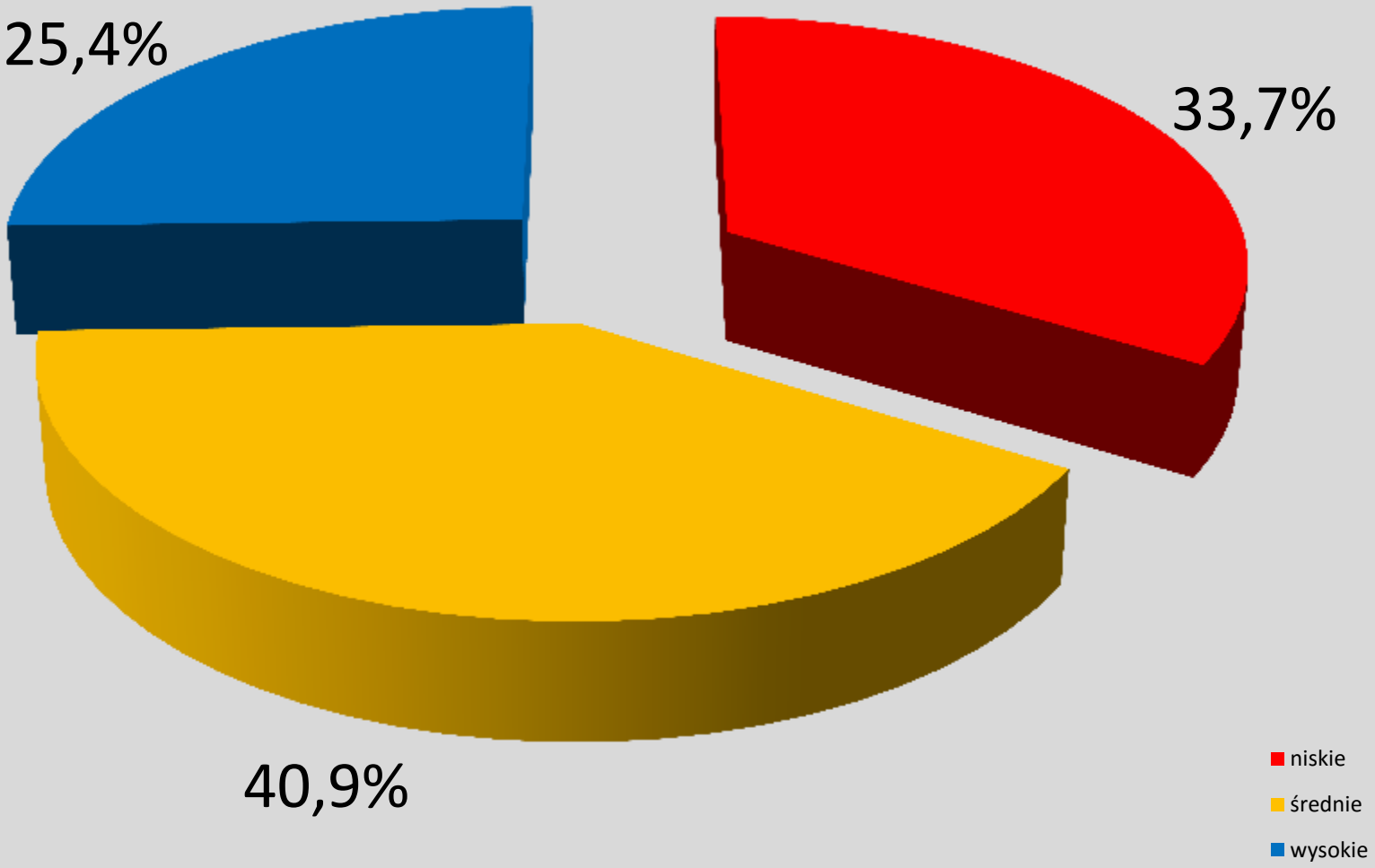



KWK "Piast"
"500"
P 0.2
Z 2.1
"650 "
P1 0.0
Z1 71.3
"650"
P2 0.3
Z2 71.3
KWK Ziemowit
Szyb I "200"
P 0.0
Z 0.0
Szyb II "500"
P 0.2
Z 11.0
Szyb I "650"
P 0.0
Z 0.1
Szyb II "650"
P 0.1
Z 56.9
Szyb I b "650"
P 0.1
Z 0.0
"Bojszowy"
P 8.9
Z 0.4
przepompownia PIAST
P1 0.3
P2 0.0
przepompownia ZIEMOWIT
P 0.0
Z 60.1
Potok Goławiecki
Przemsza
"Jeleń"
P 24.9
Z 0.6
12+800
9+175
Gostynia
2+750
2+029
Wisła
0+500
Kraków
19+500
"Jawiszowice"
P 50.3
Z 0.1
"Pustynia"
P 97.8
Z 0.6
Zbiornik retencyjno-dozujący WOLA
35+800
23+700
Wisła
Goczałkowice
P 0.0
Z 321.1
PG SILESIA
P 0.0
Z 0.1
KWK "Brzeszcze"
P - Przepływ
m3/s
m3/min
m3/h
m3/dobę
Z - Zasolenie [g/l]
Solaris Helios v2.10d
2013-02-01 piątek 06:26:31
Dyspozytor
Użytkownicy
Mapa sytuacyjna
Wisła - Dyspozytor
Współczynniki dla Cl SO4
Wykresy bieżące
Wykresy historyczne
Bilansowanie
Pomoc
Wyloguj

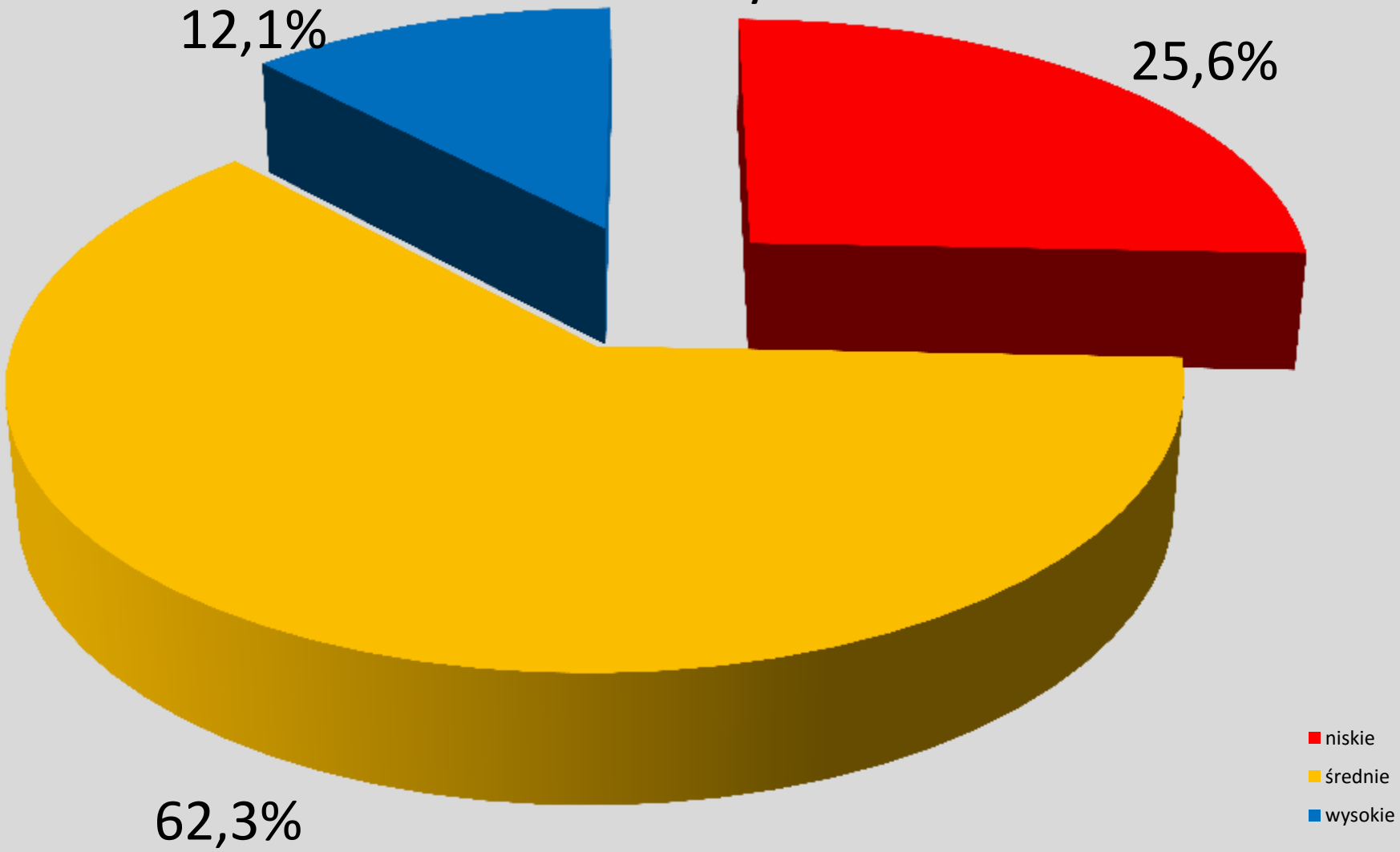
Przepływy średniodobowe rzeka WISŁA - Pustynia 2010-2012



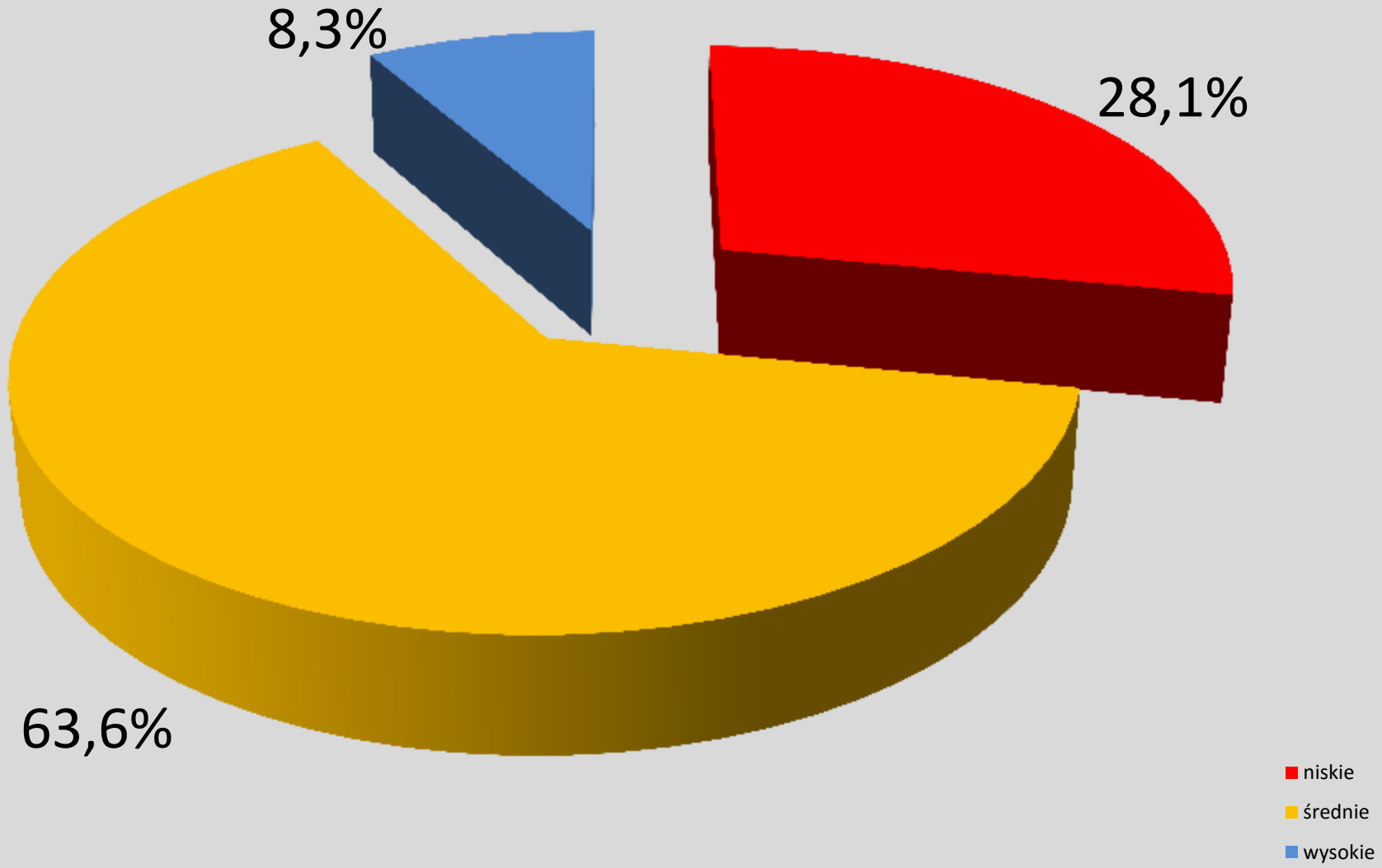
Ilość dni w roku z przepływami charakterystycznymi
rzeka Wisła - Pustynia 2010



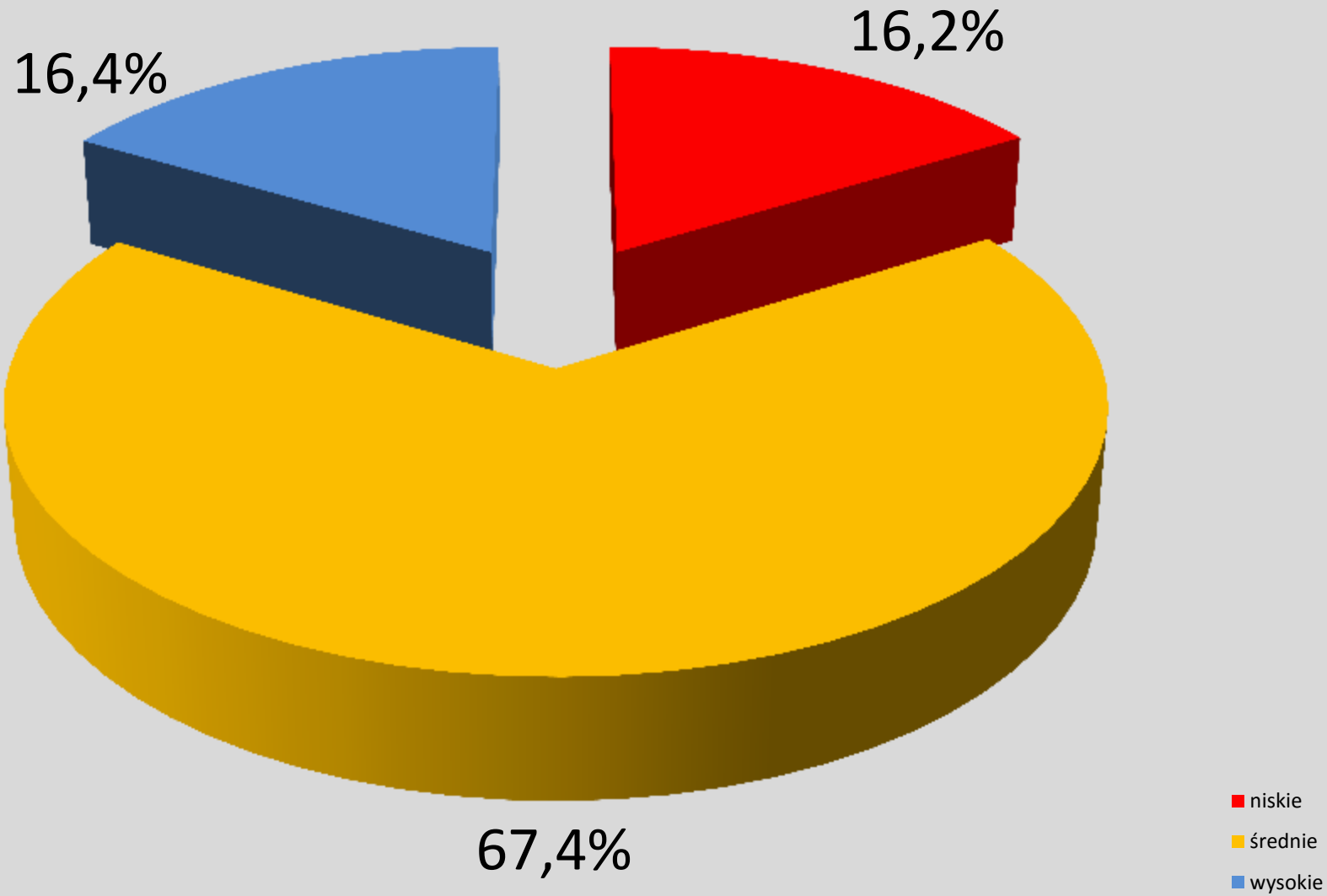
Ilość dni w roku z przepływami charakterystycznymi
rzeka Wisła - Pustynia 2011



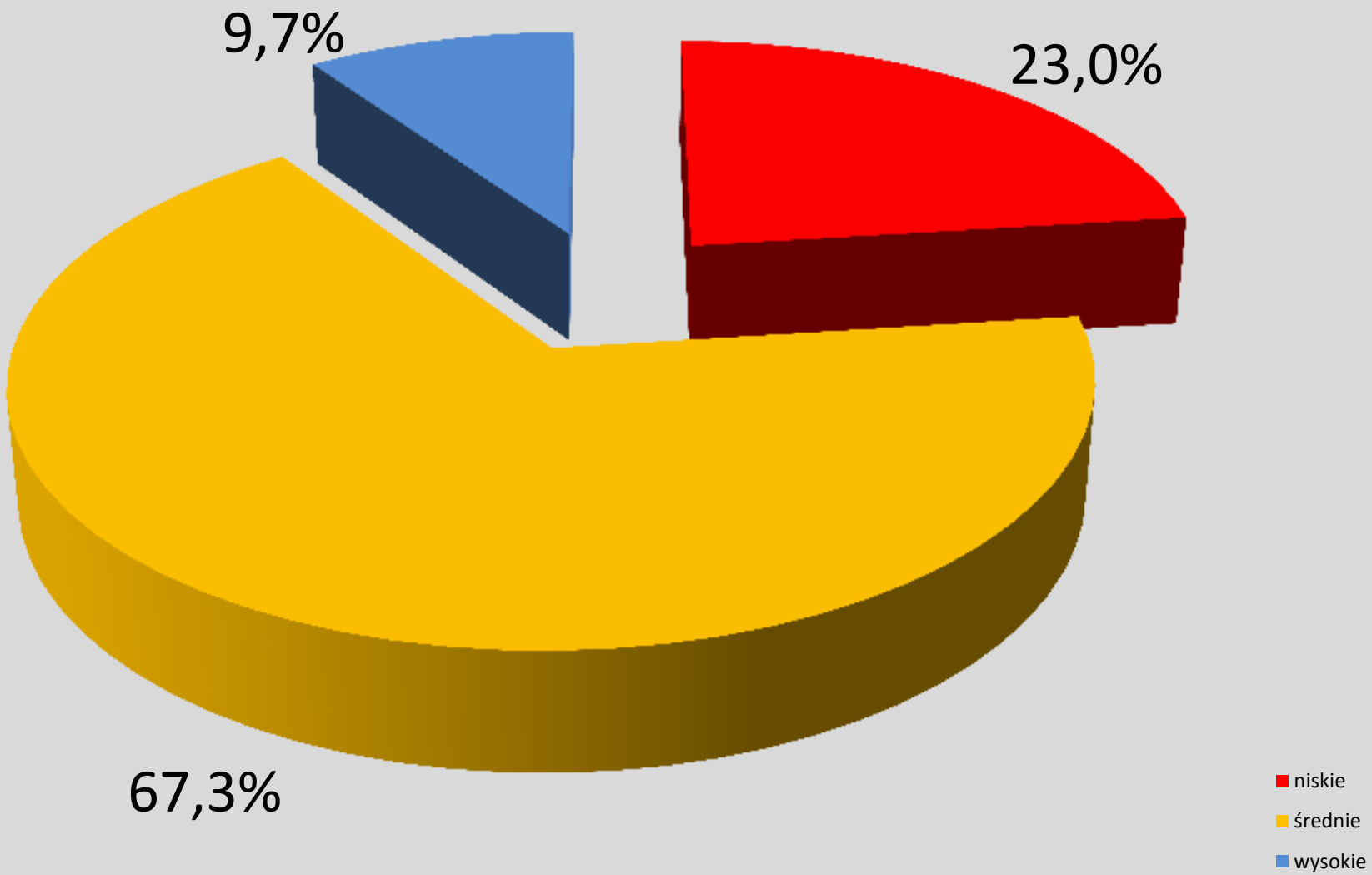
Ilość dni w roku z przepływami charakterystycznymi
rzeka Wisła - Pustynia 2012



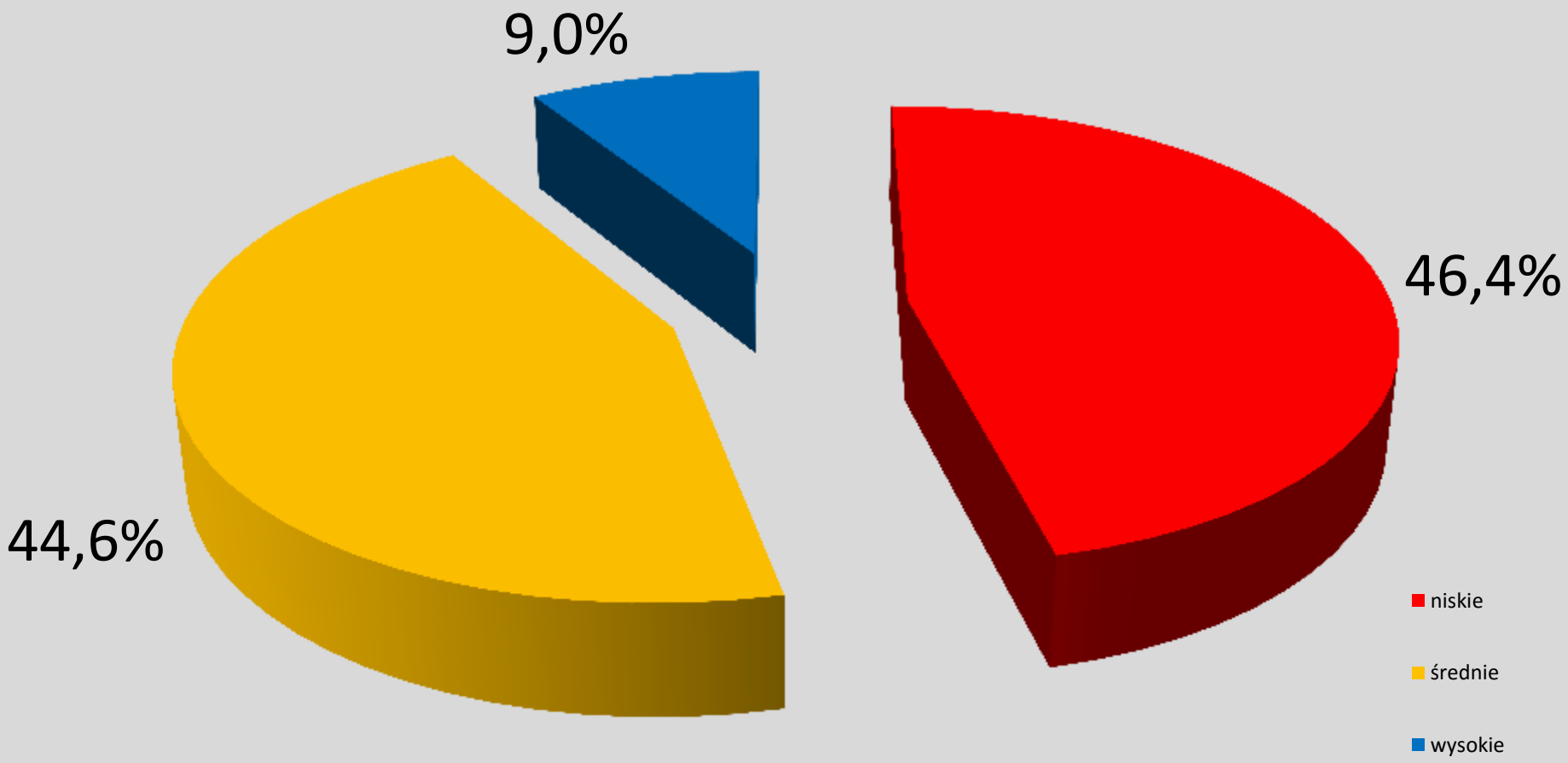
Ilość dni w roku z przepływami charakterystycznymi
rzeka Wisła - Pustynia 2013



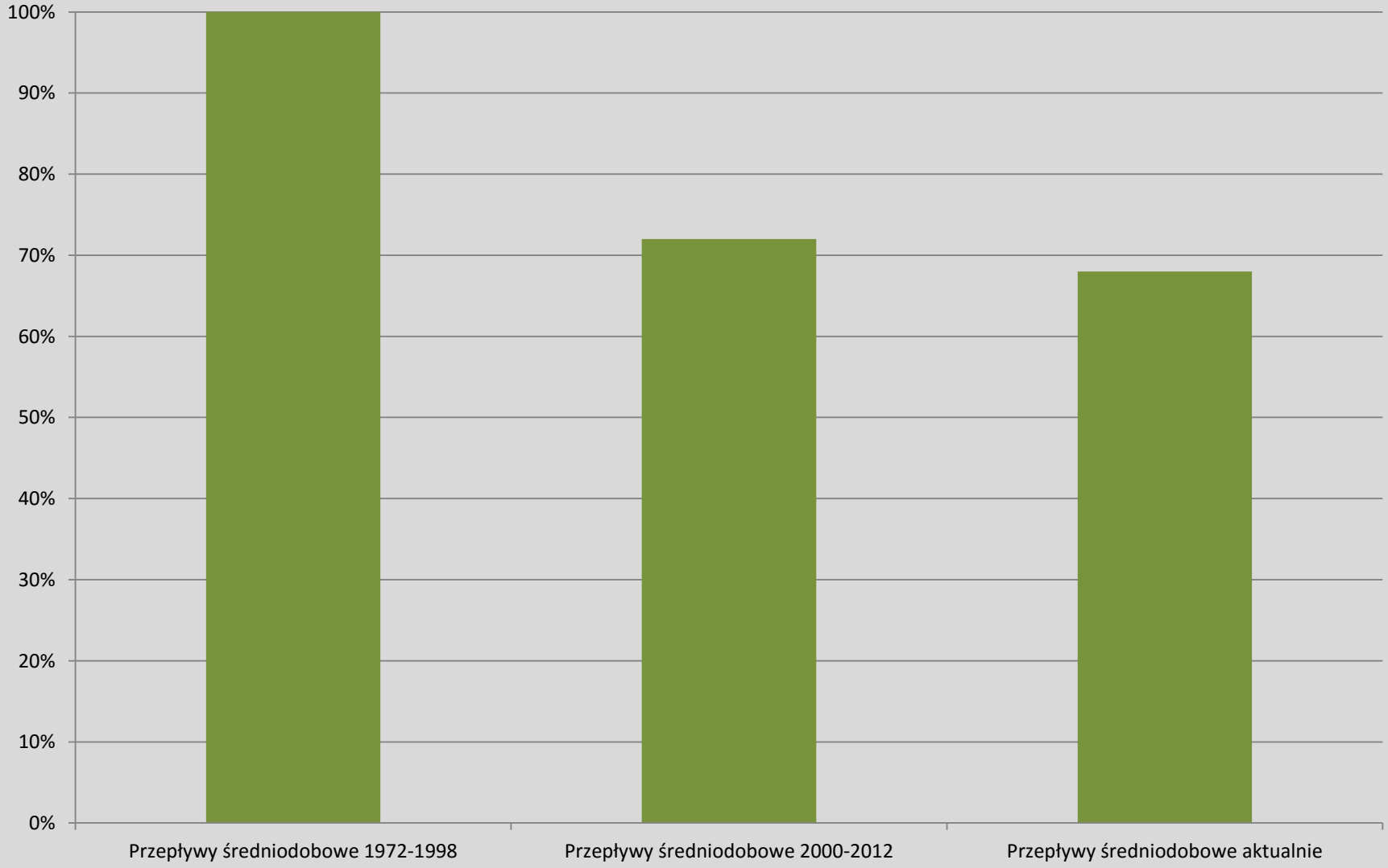
Ilość dni w roku z przepływami charakterystycznymi
rzeka Wisła - Pustynia 2014



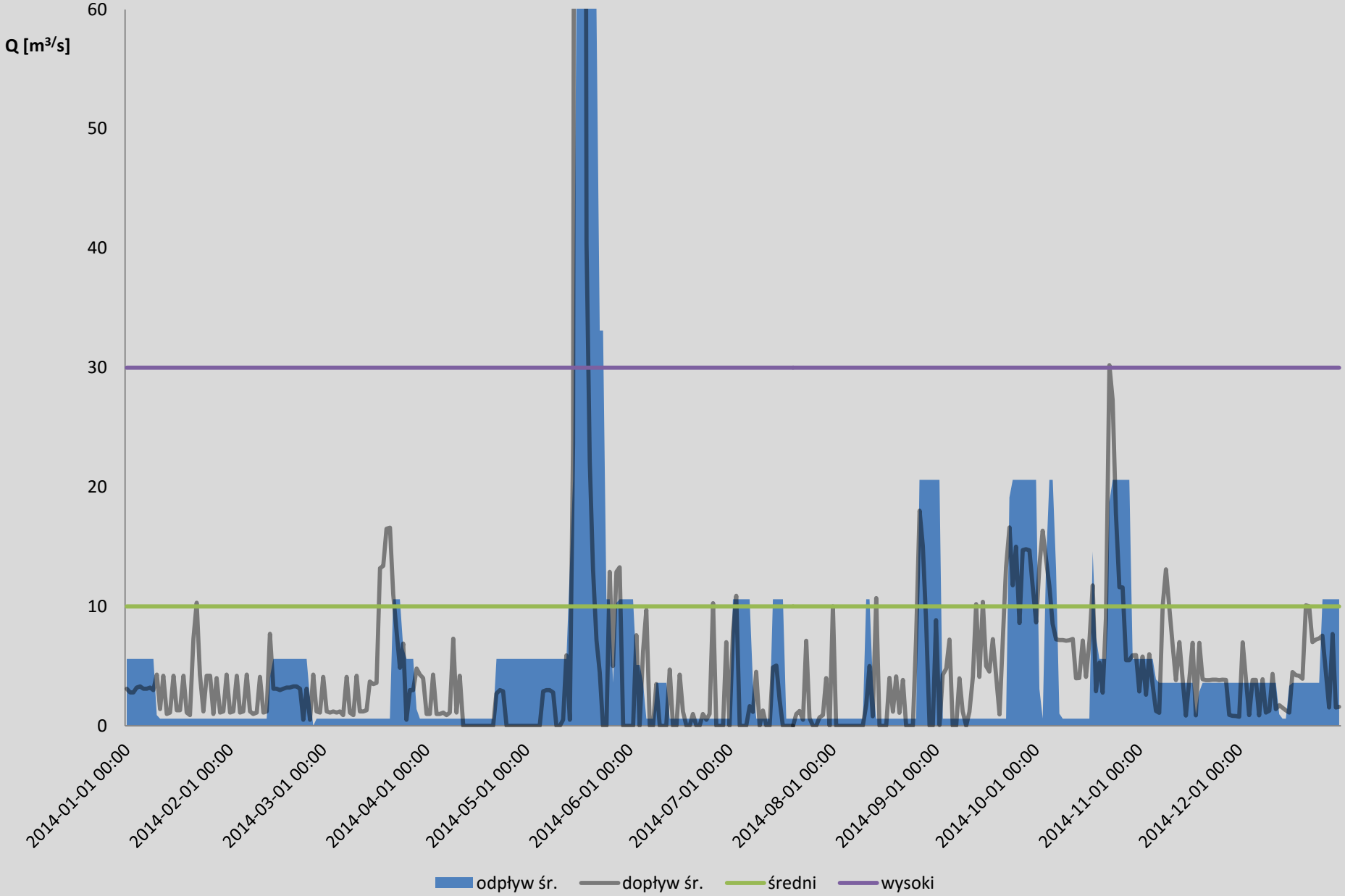
Ilość dni w roku z przepływami charakterystycznymi
rzeka Wisła - Pustynia 2015



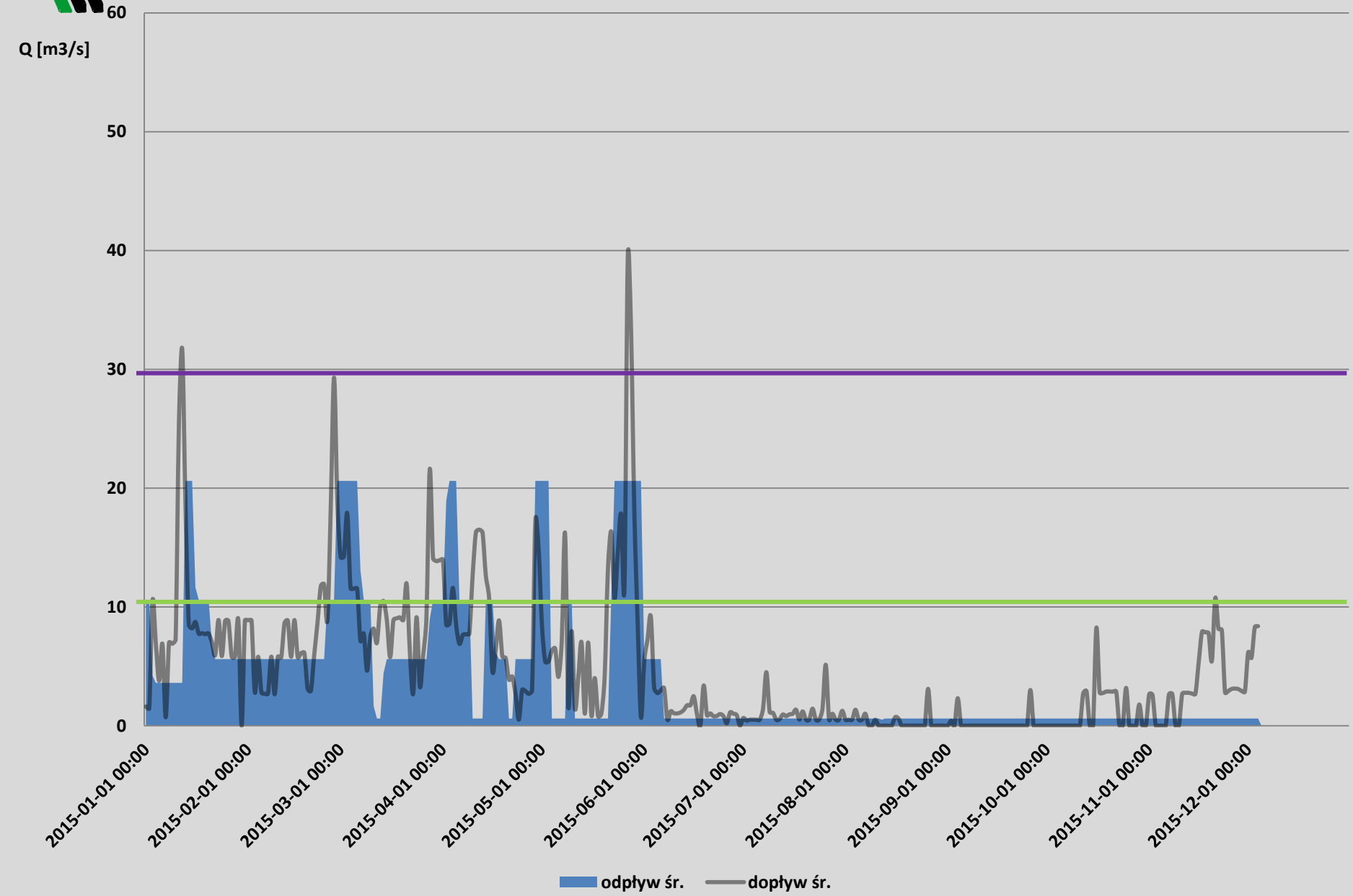
Porównanie przepływów średnich rz. Wisły - Pustynia



Praca zbiornika Goczałkowice 2014



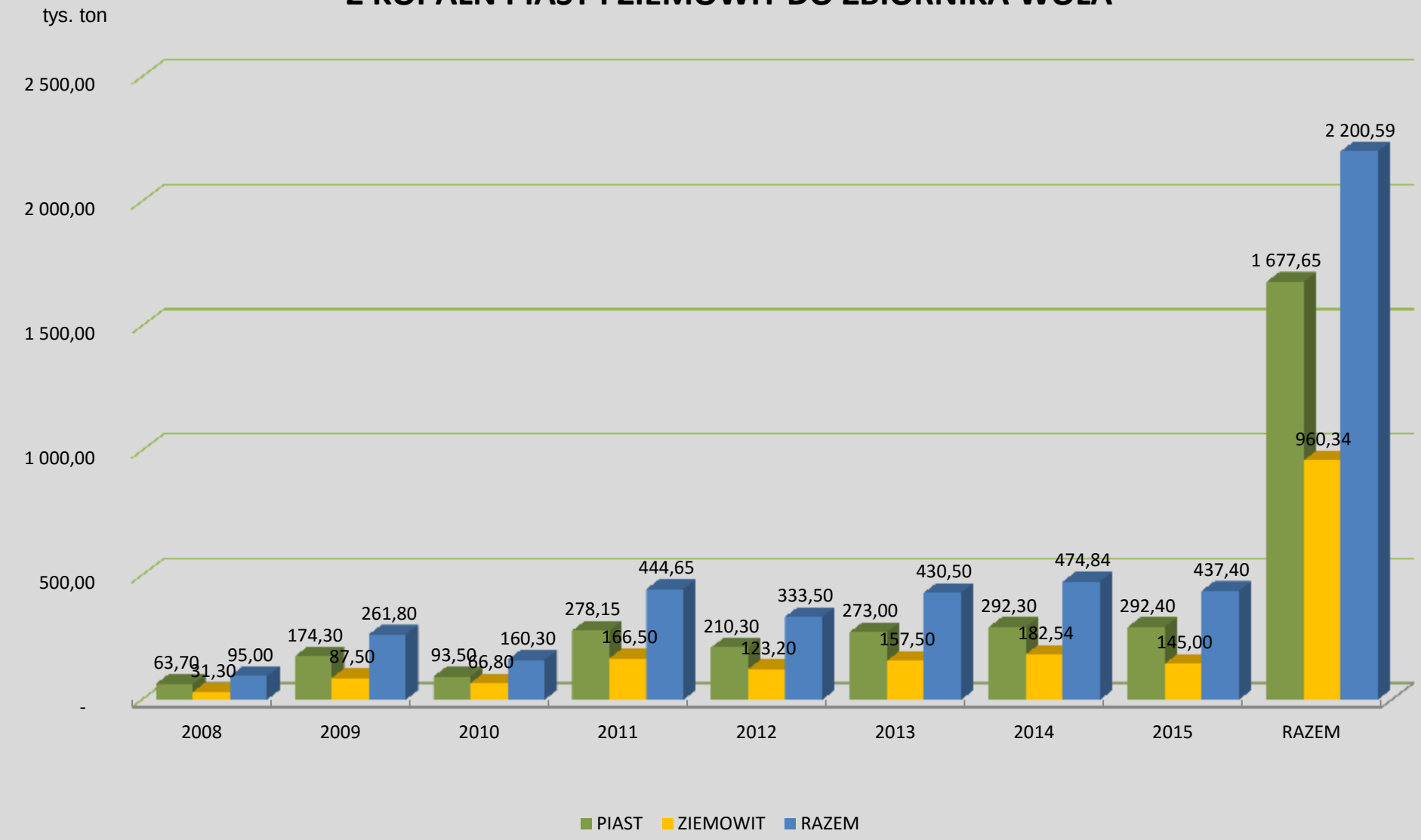
Praca zbiornika Goczałkowice 2015



Podsumowanie monitoringu rzek 2014

Data	BOJSZOWY		JAWISZOWICE		JELEŃ		PUSTYNIA	
	Przepływ [m^3/s]	Zasolenie [g/l]	Przepływ [m^3/s]	Zasolenie [g/l]	Przepływ [m^3/s]	Zasolenie [g/l]	Przepływ [m^3/s]	**Zasolenie [g/l]**
STYCZEŃ	2,4	1,4	6,7	0,4	13,7	0,7	34,1	1,0
LUTY	2,3	1,3	6,9	0,5	14,1	0,7	34,3	1,0
MARZEC	2,1	1,6	3,6	0,7	13,1	0,7	33,9	1,0
KWIECIEŃ	2,3	1,3	8,6	0,4	13,0	0,6	35,5	1,0
MAJ	3,0	1,3	41,2	0,2	14,0	0,7	71,1	0,7
CZERWIEC	2,7	1,4	7,1	0,4	12,9	0,7	28,9	1,1
LIPIEC	3,0	1,3	12,7	0,4	14,2	0,7	33,7	1,0
SIERPIEŃ	3,1	1,3	19,1	0,3	14,3	0,7	46,2	1,0
WRZESIEŃ	3,1	1,1	19,2	0,3	14,2	0,6	41,8	1,2
PAŹDZIERNIK	2,9	1,1	22,1	0,2	13,5	0,6	45,6	0,9
LISTOPAD	2,7	1,1	11,7	0,2	12,9	0,6	42,7	1,3
GRUDZIEŃ	2,2	1,2	10,1	0,3	13,2	0,6	37,3	1,2
2014	**2,6**	**1,3**	**14,1**	**0,4**	**13,6**	**0,7**	**40,4**	**1,0**

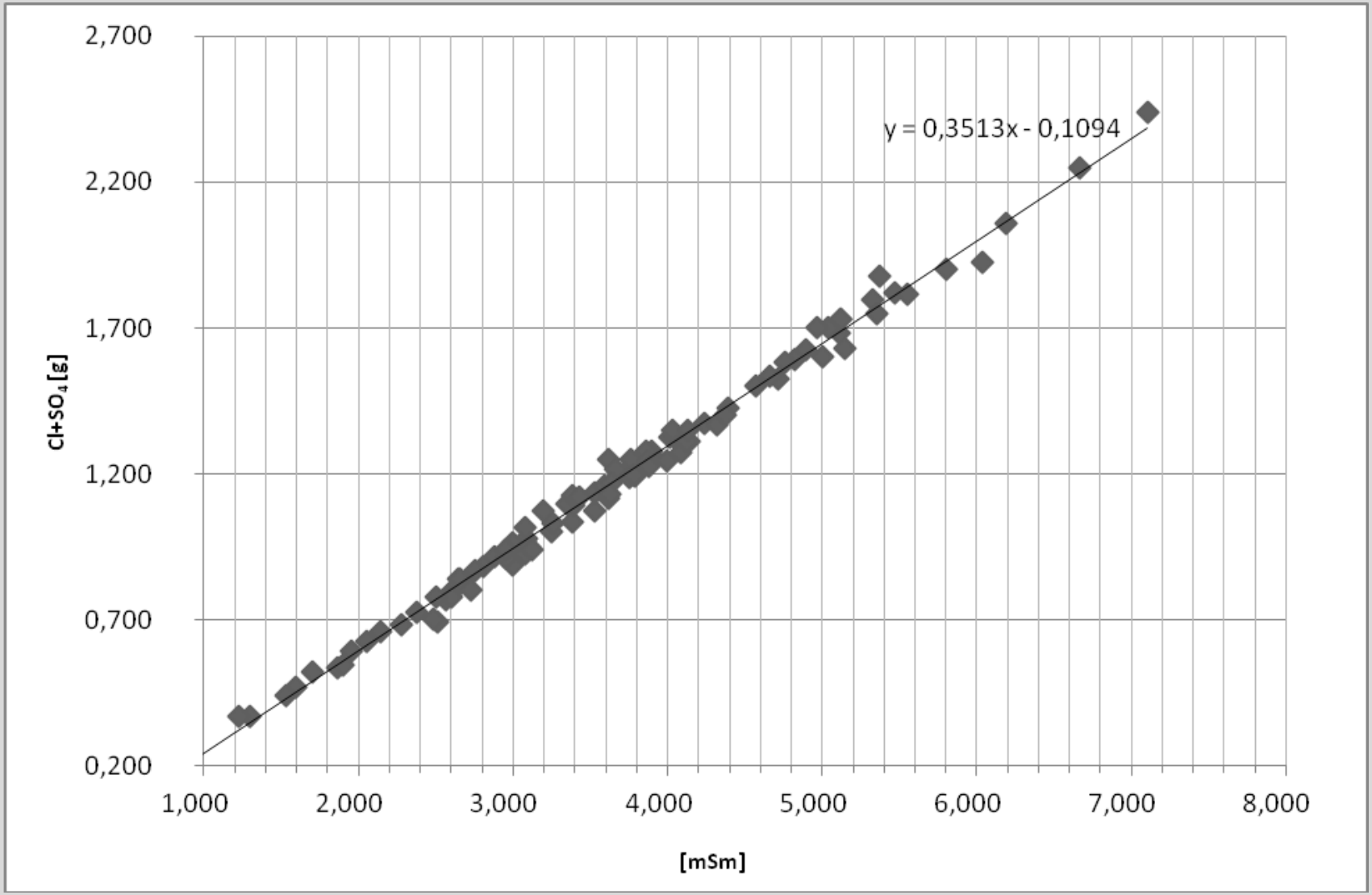
ILOŚĆ WPROWADZONEGO ŁADUNKU SOLI
Z KOPALŃ PIAST I ZIEMOWIT DO ZBIORNIKA WOLA



Czynności serwisowe aparatury pomiarowej – rzeka Gostynia



Kontrola algorytmu systemu dyspozytorskiego



Umiejscowienie punktów badawczych

1. Rzeka Wisła – poniżej ujścia rzeki Pszczynki
2. Rzeka Wisła – Bieruń Nowy most drogowy DK 44
3. Rzeka Wisła – Pustynia wodowskaz
4. Rzeka Gostynia – Bojszowy, most drogowy ul. Turystyczna
5. Rzeka Gostynia – Jedlina, most drogowy ul. Krupnicza
6. Rzeka Przemsza – Jeleń,
7. Rzeka Wisła – stopień wodny Smolice

Główne wskaźniki badań biologicznych

1. Makrobezkręgowce bentosowe
2. Makrofity
3. Fitobentos okrzemkowy
4. Chlorofil (a)

Ocena

Nie wykazano ścisłej korelacji pomiędzy obecnością jonów $Cl+SO_4$, a stanem/potencjałem ekologicznym ekosystemów wodnych.

Wykazano obecność zbiorowisk wskazujących na silną eutrofizację wód – zasilane w ścieki pochodzenia komunalnego i rolniczego.

Wykonawca – Ośrodek Badań i Kontroli Środowiska Sp. z o.o. w Katowicach

Efekty wdrożenia Systemu hydrotechnicznego ochrony rzeki Wisły przed wodami pochodzącymi z odwodnienia kopalń

- Zmniejszenie zasolenia potoku Goławieckiego
- Zmniejszenie zasolenia rzeki Gostyni
- Obniżenie ładunku chlorków i siarczanów odprowadzanego do rz. Wisły w latach 2008-2015 o 2,2 mln ton
- Wypłaszczenie amplitudy stężenia $Cl+SO_4$ w rzece Wiśle
- Eliminacja pików stężenia $Cl+SO_4$ w rzece Wiśle
- Funkcjonowanie kopalń zgodnie z decyzjami środowiskowymi
- Akceptacja obniżenia celów środowiskowych dla części JCWP na lata 2015-2021

DZIĘKUJĘ ZA UWAGĘ

Monitoring jakości wód rzeki Wisły i jej dopływów w aspekcie Systemu hydrotechnicznej ochrony rzeki Wisły przed wodami zasolonymi pochodzącymi z odwodnienia kopalń Kompanii Węglowej S.A.”

Monitoring of the Vistula River Water Quality and its Tributaries in Terms of Hydro-Technical Protection System of the Vistula River from Salt Water Coming From Dewatering of Kompania Węglowa S.A. Mines

Jacek Kudela
KZR REMASZ Sp. z o.o.

Ryszard Seweryn
Kompania Węglowa S.A. KWK „PIAST”

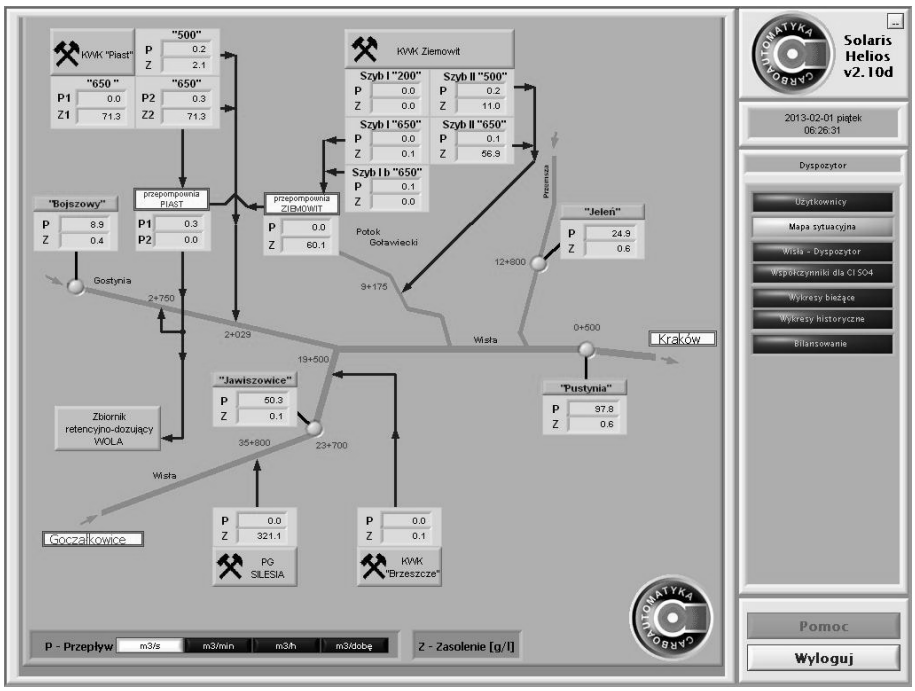
STRESZCZENIE: System hydrotechniczny ochrony rzeki Wisły uruchomiono jako rozwiązanie problemu słonych wód kopalń Piast i Ziemowit. Struktura technicznych rozwiązań, działająca w oparciu o retencję wód w zbiornikach, umożliwia dozowanie ładunku soli tak, by nie przekraczać wartości dopuszczalnego stężenia. Konsekwencją ścisłego związku stanu wód z zasoleniem, było wdrożenie rozwiązań umożliwiających kontrolę wód pod względem ilościowym i jakościowym. Baza danych Systemu monitorowania i sterowania umożliwia podejmowanie decyzji, planowanie zrzutów, detekcję limitów zasobów wód w rzekach, a także, na bazie badań biologicznych, wykazanie wpływu pozostałych użytkowników na stan ekologiczny wód powierzchniowych. Regularny monitoring ilości i jakości wód w rzekach determinuje kontynuację racjonalnej gospodarki wodnej w znacznym stopniu przyczyniając się do utrzymania potencjału ekologicznego rzek.

ABSTRACT: Hydrotechnical system of the Vistula River protection was launched as a solution to the problem of Piast and Ziemowit mines salt water. The structure of technical solutions, based on retention of water in the reservoirs, allows dosing of salt load without exceeding the allowable concentration. The consequence of the close connection of water condition and salinity was implementation of solutions for qualitative and quantitative control of water. Database of monitoring and control system enables decision making, discharges planning, detection of water resources limit in rivers as well as showing the impact of other users on the ecological conditions of surface water according to biological studies. Regular monitoring of the quantity and quality of water in rivers determines the continuation of the rational water balance significantly contributing to maintaining ecological potential of rivers.

SŁOWA KLUCZOWE: Wody słone, zasolenie, monitoring, ochrona środowiska, Wisła, Gostynia

1. WSTĘP

Wody słone z odwadniania podziemnych zakładów górniczych, poza aspektami formalno-prawnymi funkcjonowania przedsiębiorstwa, to głównie zagadnienia gospodarowania wodami powierzchniowymi użytkowanymi przez kopalnie na zasadach szczególnych. Przeciwdziałanie negatywnym skutkom oddziaływania na środowisko wodne, polegającym na podwyższonym stężeniu jonów Cl i SO_4 oraz częstym i nieregularnym ich wahaniom, napotyka na wiele przeszkód natury technicznej, ekonomicznej, a także pochodzenia naturalnego. Najlepszym przykładem na tym polu są dążenia Kompanii Węglowej S.A w kwestii rozwiązania problemu słonych wód z kopalń Piast i Ziemowit. Analiza koncepcji, projektów, ograniczeń prawnych oraz warunków ekonomicznych, wyłoniła rozwiązanie zaproponowane przez Główny Instytut Górnictwa, pozwalające w sposób optymalny wykorzystać istniejącą infrastrukturę, dając jednocześnie techniczne możliwości dopełnienia warunków środowiskowych. Uruchomienie w 2008 roku Systemu hydrotechnicznego ochrony wód rzeki Wisły przed wodami pochodzącymi z odwodnienia kopalń Brzeszcze (obecnie Nowe Brzeszcze Grupa Tauron) Piast, Ziemowit i Silesia (obecnie PG SILESIA), poprzedzone zostało niezbędnymi inwestycjami modernizacji i rozbudowy systemu przesyłowego, pojemności retencyjnej, instalacji aparatury kontrolno-pomiarowej i transmisyjnej. System hydrotechniczny funkcjonuje w oparciu o retencję najbardziej zasolonych wód w powierzchniowych, przykopalnianych zbiornikach retencyjno-dozujących, jednak główny jego element, stanowi utworzony w wyrobiskach zlikwidowanej kopalni Czeczott - zbiornik Wola, wyposażony od 2012 r. w pompownię głębinową. Metoda hydrotechniczna w skrócie, polega na gromadzeniu słonych wód w zbiornikach retencyjnych (w okresie niskich stanów wód) i ich kontrolowanemu odprowadzaniu (w okresie wysokich stanów wód), by nie przekraczać dopuszczalnego dla konkretnego odcinka rzeki stężenia sumy jonów Cl i SO_4. Wdrożony System obejmuje zasięgiem obszar oddziaływania wód kopalnianych od punktu kontrolnego Pustynia na rzece Wiśle 500m poniżej ujścia Czarnej Przemszy, do ujścia rzeki Białej w Kaniowie, miejsca zrzutu wód z PG SILESIA. Podstawowe cele projektu to: zmniejszenie zasolenia w pot. Goławieckim, okresowa eliminacja ładunku Cl i SO_4 w Gostyni, zmniejszenie zasolenia Wisły na odcinku od ujścia Gostyni do ujścia Przemszy, redukcja wahań stężenia chlorków i siarczanów w Wiśle. Proces sterowania pracą Systemu oparty jest na ścisłym związku stężenia zanieczyszczeń z zasobnością wodną rzek, stąd nieodzownym stało się monitorowanie natężenia przepływów oraz stężenia sumy jonów Cl i SO_4 w odbiornikach wód z kopalń.



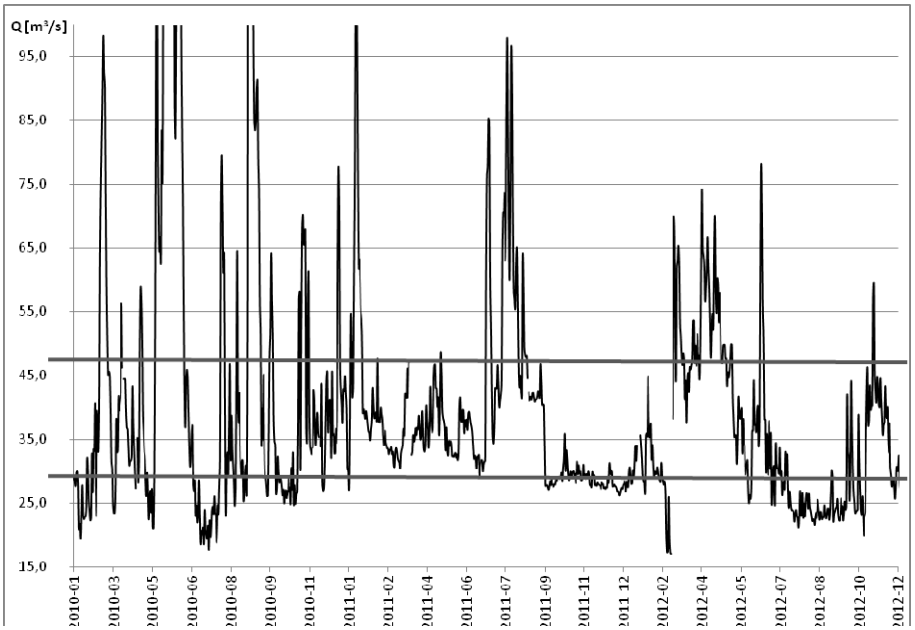
Rys. 1. Pulpit systemu dyspozytorskiego – aut. Carboautomatyka S.A.
Figure 1. Dispatching system desktop – aut. Carboautomatyka S.A.

Na potrzeby systemu dyspozytorskiego, zainstalowanego w kopalni Piast (rys. 1), pełniącej rolę koordynatora zrzutu wód z kopalń, wykorzystywane są „surowe" dane stacji telemetrycznych Instytutu Meteorologii i Gospodarki Wodnej, zainstalowanych w przekrojach wodowskazowych rzeki Wisły w Jawiszowicach i Pustyni, rzeki Gostyni w Bojszowach i rzeki Przemszy w Jeleniu. Automatyczne stacje wodowskazowe przekazują drogą GSM aktualne stany wód przeliczane na przepływy. Równolegle z natężeniem przepływu przekazywana jest konduktywność wód, mierzona w godzinowych interwałach czasowych, za pomocą stacjonarnych naczynek konduktometrycznych typu TetraCon 700, zainstalowanych na łatach wodowskazowych. Przejmowane przez serwer dyspozytorski dane, poprzez połączenia FTP, trafiają do bazy danych, tworząc unikatowy zbiór informacji o stanie odcinków rzek objętych monitoringiem. Posiadanie zbioru informacji, obejmującego 7 letni okres funkcjonowania Systemu, wyraża się w komforcie modelowania i planowania odprowadzania wód, okresów retencji, i co bardzo istotne, monitorowania i rejestracji wpływu pozostałych użytkowników na jakość wód powierzchniowych w aspekcie dotrzymania warunków pozwoleń wodnoprawnych kopalń.

2. MONITORING ILOŚCIOWY

Jednymi z najistotniejszych, objętych obserwacją parametrów wyjściowych, są warunki brzegowe systemu zrzutu wód, limitowane przez sumę wód zlewni Małej Wisły w przekroju wo-

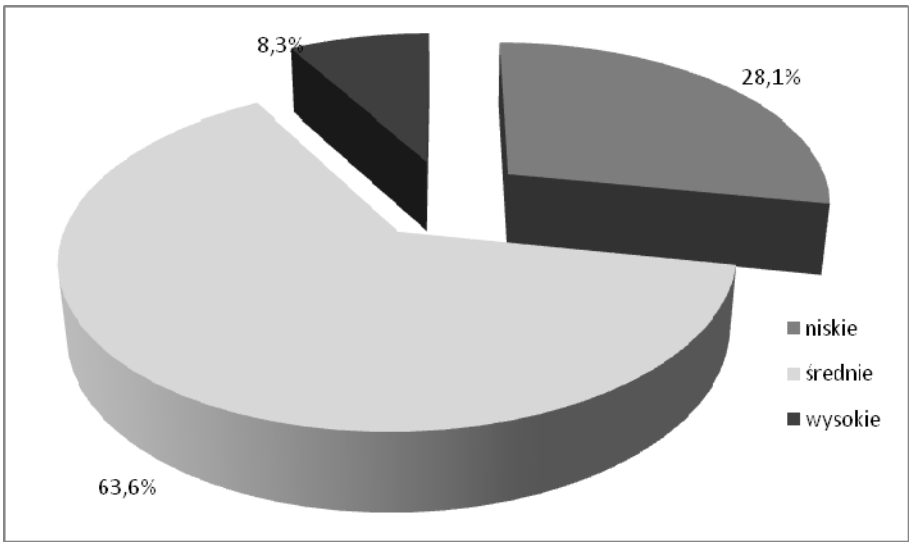
dowskazowym Pustynia. Na rysunku 2 zaprezentowano przepływy średniodobowe od 2010 do 2012 r. z poziomymi liniami oznaczającymi ograniczenia od dołu możliwość zrzutu wód bez przekroczeń wartości stężeń Cl i SO_4 (stany niskie - konieczność retencji), zrzut bezpośredni pomiędzy liniami (stany średnie) oraz warunki jakie są wymagane do uruchomienia pompowni głębinowej i opróżniania zbiornika Wola (stany wysokie).



Rys. 2. Przepływ średniodobowy – rzeka Wisła, Pustynia 2010-2012r. [1]
Figure 2. Average daily flow – Vistula r., Pustynia 2010-2012r. [1]

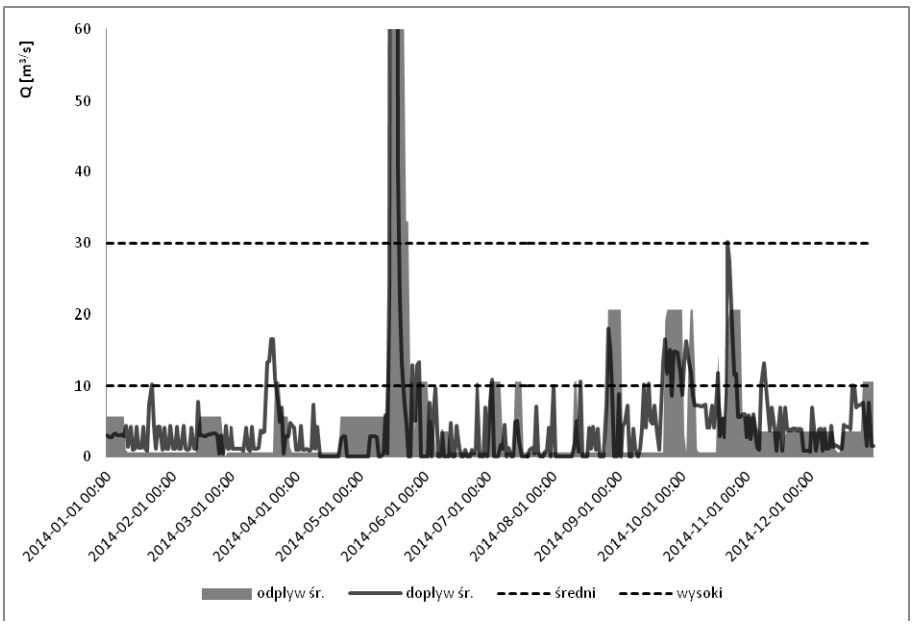
Należy tutaj zaznaczyć, by nie wiązać zastosowanego opisu przepływów z oficjalnymi danymi publikowanymi przez IMiGW z racji zastosowania przez autora własnych zależności pomiędzy stanami (przepływami) oczekiwanymi, a własnościami krzywych konsumcyjnych przekrojów wodowskazowych. Pole pomiędzy liniami poziomymi wyznacza obszar optymalnej pracy Systemu, co oznacza spełnienie warunków pozwolenia na odprowadzanie ścieków do wód powierzchniowych, przy zużyciu minimum niezbędnej do odwodnienia kopalń energii. Wartość natężenia przepływu powyżej górnej granicznej, ok. 48 m^3/s, gwarantuje możliwość uruchomienia pompowni głębinowej Wola. Z racji konieczności wypompowania znacznej ilości retencjonowanych wód – szacuje się pojemność zbiornika na ok. 2 mln m^3, przy wydajności trzech agregatów pompowych, mieszczącej się w przedziale 9-27 m^3/min., wskazane są odpowiednio długie okresy trwania stanów wysokich. Przedstawiony na rysunku 3 procentowy udział czasów trwania stanów obrazuje bardzo niekorzystny stosunek ilości dni w roku z przepływami niskimi do ilości dni w roku z przepływami wysokimi. Na przekroju lat obserwacyjnych stosunek ten ulegał dynamicznym zmianom w kierunku niekorzystnym, by w roku 2015 przyjąć wartość 5:1. Z punktu widzenia funkcji retencyjnych zbiorników, śledzenie dynamiki

zmian dobowych i na przestrzeni roku, ma zasadnicze znaczenie w procesie sterowania zrzutem retencjonowanych wód słonych.



Rys. 3. Ilość dni w roku z przepływami charakterystycznymi – rzeka Wisła, Pustynia 2012 r. [1]
Figure 3. Number of days in the year with characteristic flow – Vistula r., Pustynia 2012 r. [1]

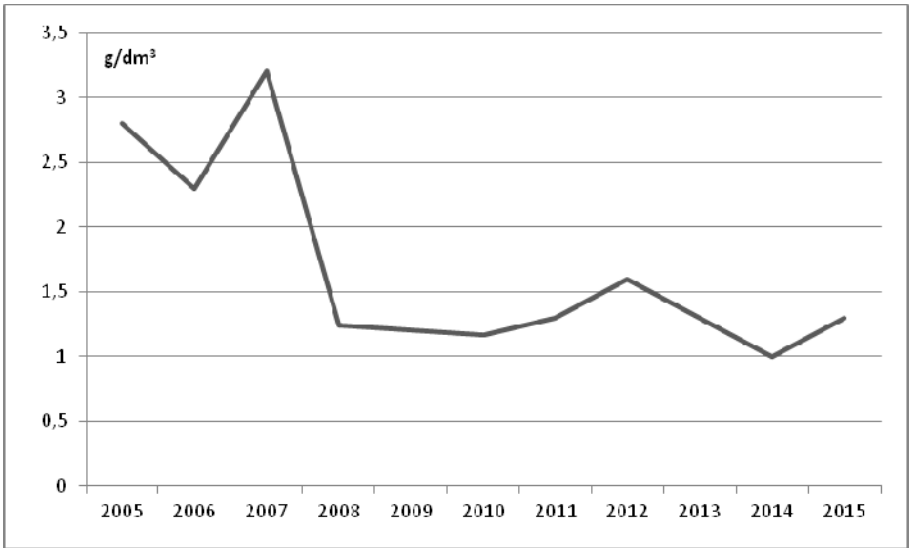
Jednym z elementów monitoringu prowadzonego przez służby kopalni Piast są obserwacje pracy urządzeń wodnych, będących częścią hydrosystemu, mających bezpośredni wpływ na kształtowanie stanu wód rzeki Wisły. Funkcję zapory w Czańcu i Porąbce, czy stopnia wodnego w Dworach, mimo istotnego oddziaływania na wiarygodność wskazań wodowskazu Pustynia, wynikającego z podpiętrzania Wisły, można pominąć. Natomiast nierozerwalnie z ilością wody niesionej korytem rzecznym wiąże się limitowanie zrzutu w warunkach normalnych ze zbiornika Goczałkowice (poza stanami ostrzegawczymi i wyższymi). Z racji funkcji zbiornika, takich jak: przeciwpowodziowa, zaopatrzenia ludności Górnego Śląska w wodę do celów spożywczych, ochrony środowiska, charakterystyka przepływów ulega spłaszczeniu i wyraża się zdecydowanym deficytem w stosunku do potrzeb Systemu. Utrzymanie przepływu gwarantowanego poniżej zapory na poziomie 0,6 m^3/s, powoduje spore trudności utrzymania dobrej jakości wód po zrzucie ze zbiorników retencyjnych z kopalń. Oczekiwanych wartości odpływu ze zbiornika Goczałkowice (o małym prawdopodobieństwie występowania) w przedziale 10-30 m^3/s (rys. 4), nie są w stanie zrekompensować dopływy górnego odcinka Małej Wisły - rzek Białej i Iłownicy, a poopadowe fale wezbraniowe (górski charakter rzek) gwarantują wyższe przepływy w niedostatecznie długim przedziale czasu.



Rys. 4. Praca zbiornika Goczałkowice [2]
Figure 4. Work of Goczalkowice reservoir [2]

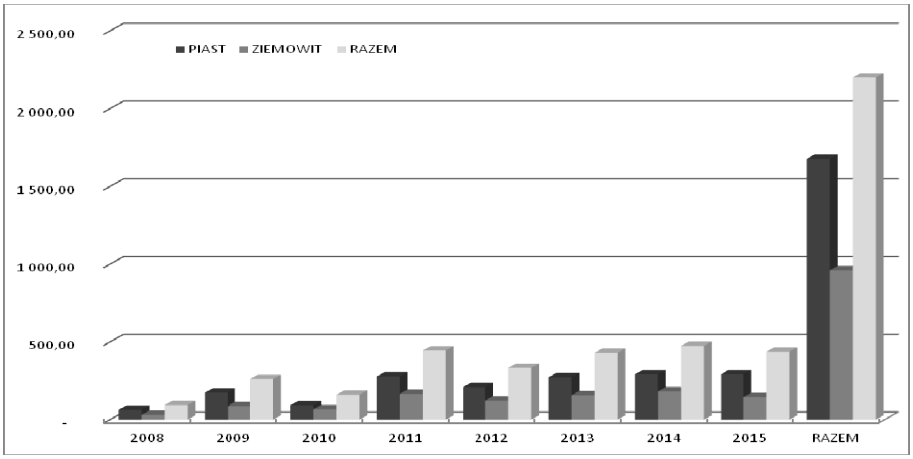
3. MONITORING JAKOŚCIOWY

Skoordynowanie zrzutu wód zasolonych z kopalń w funkcji chłonności rzeki, wymaga wprowadzenia parametru, będącego jednocześnie kwalifikatorem jakości wód powierzchniowych. Takim parametrem jest obecność i wartość stężenia sumy jonów Cl i SO_4 w punktach wejściowych i wyjściowego efektu funkcjonowania Systemu. Pobierane ze stacjonarnej aparatury pomiarowej dane o konduktywności wód, pełnią rolę wyznacznika w podejmowaniu decyzji o czasie i wielkości zrzutu ze zbiorników retencyjnych w Kaniowie, Brzeszczach, zbiornika Wola oraz obrazują efekt w punkcie kontrolnym Pustynia, gdzie docelową wartością stężenia jonów Cl i SO_4 jest 1g/dm^3. Z racji obarczenia Kompanii Węglowej KWK Piast decyzją administracyjną dotrzymania tej wartości, nieodzownym jest prowadzenie rejestracji tła jakości wód. W przedziale czasu funkcjonowania Systemu hydrotechnicznego, zarejestrowano spore stężenia i wahania soli w rzece Gostyni przed zrzutem z kopalń Piast i Ziemowit, co obciąża odpowiedzialność kopalń KW S.A.za przekroczenia wartości 1g/dm^3 w Pustyni. Monitoring jakości wód ukazuje również, a może przede wszystkim, wymierne efekty realizacji projektu metody hydrotechnicznej. Urzeczywistnieniem założeń koncepcyjnych, jak przedstawiono na rysunku 5, jest wyraźna redukcja ładunku jonów Cl i SO_4 w wodach rzeki Wisły, przy jednoczesnym zminimalizowaniu szkodliwych dla organizmów wodnych wahań stężenia soli.



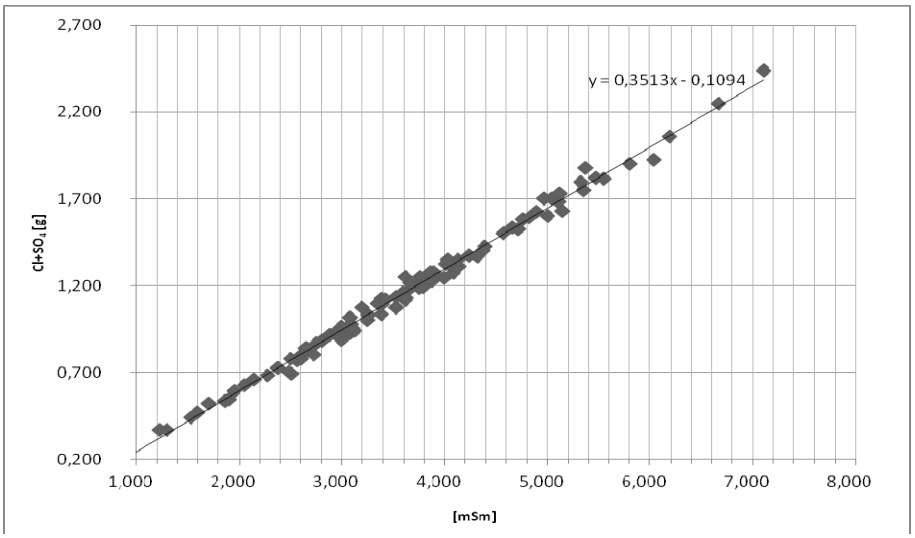
Rys. 5. Zasolenie rzeki Wisły – Pustynia [1], [3]
Figure 5. The salinity of the Vistula River – Pustynia [1], [3]

Ograniczenie odprowadzanego do środowiska ładunku jest możliwe dzięki funkcjonowaniu zbiornika retencyjno-dozującego Wola, w którym od 2008 roku ulokowano 40 mln m^3 najbardziej zasolonych wód z kopalń Piast i Ziemowit, co przełożyło się na sumaryczny ładunek 2,2 mln ton suchej masy soli, nieodprowadzony do wód powierzchniowych (rys. 6).



Rys. 6. Ładunek soli zgromadzony w zbiorniku Wola [1]
Figure 6. The salt load accumulated in the Wola tank [1]

Nierozerwalnym elementem monitoringu jest nadzór nad funkcjonowaniem delikatnej aparatury pomiarowej oraz systematyczny serwis i kalibracja. Czynności obsługi polegają na czyszczeniu głowic naczynek konduktometrycznych, ulegających zanieczyszczeniu osadami lub zarastaniu glonami w czasie cieplejszych pór roku, głównie jednak polegają na ciągłej kontroli prawidłowości wskazań, weryfikowanych za pomocą przenośnego konduktometru CC401 oraz badań laboratoryjnych pobranych próbek wód. Porównanie wyniku analizy laboratoryjnej z wynikiem pomiaru polowego (rys. 7) obrazuje procentowe odchylenie prawidłowości wskazań czujników stacjonarnych i decyduje o potrzebie zmian parametrów algorytmu przeliczającego przewodność elektrolityczną na zasolenie w systemie dyspozytorskim. Funkcje te realizowane są przez dyspozytorów kopalni Piast, laboratorium chemiczne kopalni oraz służby IMiGW.



Rys. 7. Zależność przewodności elektrolitycznej od zasolenia [1]
Figure 7. Electrolytic conductivity dependence on salinity [1]

Swego rodzaju dopełnieniem permanentnej obserwacji ilościowo-jakościowej użytkowanych wód, jednocześnie wychodząc naprzeciw pojawiającym się opiniom o katastrofalnym wpływie wód słonych pochodzących z odwadniania podziemnych zakładów górniczych na wody powierzchniowe, było zlecenie przez Kompanię Węglową KWK Ziemowit, wykonania badań biologicznych, mających na celu stwierdzenie stanu/potencjału ekologicznego w 7 przekrojach kontrolnych rzek. Trudno oczekiwać po zbiorowiskach wodnych, poddanych olbrzymiej antropopresji, dobrego stanu/potencjału i tendencji dążącej do jej poprawy bez przedsięwzięcia o to starań, jednak interesującą okazała się być ocena, która nie wykazała ścisłej korelacji pomiędzy obecnością jonów $Cl+SO_4$, a stanem/potencjałem ekologicznym ekosystemów wodnych [4]. Natomiast na podstawie charakterystycznych wskaźników, jak np. zawartości chlorofilu (a), indeksu okrzemkowego (IO), podwyższonej zawartość pierwiastków biogennych, węgla organicznego, wykazała niewątpliwą ingerencję w jakość wód pozostałych użytkowników (ścieki bytowo-gospodarcze, ścieki rolnicze) [4]. Obecność mikroorganizmów wodnych charakteryzujących się odpornością na zanieczyszczenia również w stosunku do zasolenia, wskazuje na to,

iż istnieją potencjalne możliwości tworzenia ekosystemów, wprawdzie na poziomie zmienionym w stosunku do „dobrego stanu" w rozumieniu wytycznych Dyrektywy Wodnej, ale nie dyskwalifikującym ekologicznie odcinków rzek poddanych presji wód słonych. Pozytywny wynik badań był podstawą do podjęcia decyzji o ich kontynuacji.

PODSUMOWANIE

Przybliżając „kuchenne" oblicze Systemu, autor chciał zwrócić uwagę czytelnika na problematykę uzyskania poziomu stężenia jonów $Cl+SO_4$ poniżej 1 g/dm^3 przez 365 dni w roku w punkcie kontrolnym rzeki Wisły - Pustynia w km 0+500. Pomimo sporych nakładów inwestycyjnych i starań organizacyjnych, funkcjonując w zaprezentowanych warunkach, zupełnie niezależnych od przedsiębiorcy, osiągnięcie dobrego poziomu jakości wód staje się z biegiem czasu coraz trudniejsze. Można za to dobitnie stwierdzić, że funkcjonowanie Systemu hydrotechnicznej ochrony rzeki Wisły - realizacja proekologicznych działań Kompanii Węglowej S.A., wywarło bardzo pozytywny wpływ na poprawę stanu wód rzeki Wisły i jej dopływów. Do efektów tych można zaliczyć:
- redukcja ładunku jonów $Cl+SO_4$ (2,2 mln ton) w rzece Gostyni, Wiśle i potoku Goławieckim,
- wyrównanie dobowych wahań zasolenia w rzekach Gostyni i Wiśle.

Równie istotnym zyskiem, tym razem dla przedsiębiorcy, są następstwa natury prawnej. Dysponując poważnymi atutami w postaci przedstawionych wyników monitoringu jakości wód, Kompania Węglowa posiada nie tylko niepodważalne argumenty dla organów administracji państwowej w zakresie warunków korzystania z wód dla kopalń Piast i Ziemowit, ale uzyskała akceptację wniosku o objęcie odstępstwem w aktualizacji Planu Gospodarowania Wodami (w stosunku do chlorków i siarczanów) z art. 4.5 RDW - osiągniecie mniej rygorystycznych celów środowiskowych dla wód, odbiorników wód dołowych (w trakcie powstawania artykułu aPGW nie zostały jeszcze zatwierdzone). Obniżenie celów środowiskowych dla części JCWP poddanej presji wód słonych w aPGW na lata 2015-2021, przyczyni się do możliwość bezproblemowego funkcjonowania tych kopalń. Wydaje się oczywistym, że kontynuacja racjonalnej - kontrolowanej gospodarki wodnej, bazującej na regularnym monitoringu zarówno ilości jak i jakości wód w rzekach - odbiornikach wód pochodzących z odwodnienia zakładów górniczych, da kopalniom perspektywę dalszego wpisywania się w wizerunek świadomego i odpowiedzialnego partnera w kształtowaniu środowiska.

LITERATURA

[1] Materiały własne - baza danych KWK Piast
[2] http://www.oki.gliwice.rzgw.gov.pl
[3] SITG Zarząd Oddziału Mysłowice, Katowice, 2008: Aktualizacja koncepcji dotyczącej ochrony hydrotechnicznej rzeki Wisły dla zasolonych wód dołowych z KWK Piast i KWK Ziemowit z wykorzystaniem wyrobisk górniczych Ruchu II KWK Piast jako zbiornika retencyjno-dozującego.
[4] Ośrodek Badań i Kontroli Środowiska Sp. z o.o. Katowice, sierpień 2014: Wykonanie badań wód rzeki Wisły i jej dopływów przed i po zrzucie wód dołowych z Oddziałów KWK Piast i KWK Ziemowit w wyznaczonych punktach poboru wraz z opracowaniem wyników.

Doświadczenia KWK Piast w zakresie bieżącej kontroli jakości urobku węglowego

Jacek Kudela, Ireneusz Paszek, Aneta Górska-Nosal
Kompania Węglowa S.A. Oddział KWK „Piast”

STRESZCZENIE: Artykuł przedstawia charakterystykę złoża KWK Piast w zakresie parametrów jakościowych oraz sposób realizacji kontroli jakości węgla na dole i powierzchni kopalni. W oparciu o prowadzony monitoring parametrów jakościowych na każdym etapie produkcji przedstawiono metodykę planowania, sterowania i zarządzania produkcją dla realizacji produktu o pożądanej jakości spełniającej oczekiwania klienta. Artykuł stanowi zbiór doświadczeń kopalni w zakresie bieżącej kontroli jakości produkcji i może być pomocny dla kopalń mających problemy z produkcją węgla o stabilnych parametrach jakościowych.

SŁOWA KLUCZOWE: Kontrola jakości, próba bruzdowa, próba produkcyjna, prognoza jakości

1. WSTĘP

1.1. Ogólne informacje dotyczące kontroli jakości

Kontrola Jakości (ang. Quality Inspection) – działania mające na celu sprawdzenie, mierzenie lub testowanie jednej lub więcej charakterystyk produktu i odnoszenie wyników do wyspecjalizowanych wymagań w celu potwierdzenia zgodności. Zadanie to zwykle wykonywane jest przez wyspecjalizowany personel i nie wchodzi w zakres obowiązków pracowników produkcyjnych. Produkty niezgodne ze specyfikacjami są odrzucane lub przekazywane do poprawienia [1]. Kluczowym założeniem odnoszącym się do kontroli jakości jest przyjęcie zasady, że ostatecznym kontrolerem jest klient. Optymalną formą kontroli jakości jest ta, która ma na celu najlepsze usatysfakcjonowanie klienta. Kontrola jakości służy trzem podstawowym celom:

- Identyfikacji problemu,
- Zapobieganiu jego wystąpieniu,
- Eliminacji problemu.

Efektywna kontrola jakości jest kontrolą dynamiczną, zwracającą uwagę na wszystko co się dzieje oraz wyszukującą i przewidującą problemy związane z jakością produktu. Skuteczna identyfikacja problemu wymaga sprawdzenia kontroli po zakończeniu każdego etapu produkcji. Jedna możliwość to sprawdzenie dostarczonych komponentów, zanim zostaną użyte w dalszej produkcji. Druga, to system samokontroli realizowany przez osobę wykonującą albo przetwarzającą owe komponenty [2].

1.2. Znaczenie jakości dla KWK Piast

KWK „Piast” w Bieruniu jest Oddziałem Kompanii Węglowej S.A. w Katowicach.

Kopalnia udostępniona jest dwoma szybami wdechowymi oraz dwoma wentylacyjnymi, z poziomami eksploatacyjnymi 500 m i 650 m.

Wg stanu na dzień 31.12.2014r. stan zasobów przedstawiał się następująco:

- zasoby bilansowe 941,753 mln ton,
- zasoby przemysłowe 188,208 mln ton,
- zasoby operatywne 89,530 mln ton.

Kopalnia posiada 8 udostępnionych pokładów węgla kamiennego: 205/1-2, 205/4, 205/5, 206/1-2, 207, 208, 209 i 211. Eksploatację prowadzi się w całości systemem ścianowym podłużnym lub poprzecznym w zależności od tektoniki pola eksploatacyjnego [3].

Z uwagi na swoją bazę zasobową opartą o pokłady węgla typu 31 i 32 oraz strukturę sprzedaży (główny udział miałów energetycznych), istotnym elementem wydobycia staje się konieczność zapewnienia stabilnych parametrów jakościowych węgla. Stąd kroki podejmowane przez kopalnię w zakresie racjonalizacji procesów – funkcjonujących w ramach Zintegrowanego Systemu Zarzadzania – związanych z projektowaniem i realizacją produkcji. Definicje i stwierdzenia przywołane w punkcie 1.1 wydają się nie przystawać do górnictwa, gdyż większości z nas kontrola jakości kojarzy się z pomiarem parametrów jakościowych podczas załadunku węgla. W niniejszym referacie chcemy wskazać, że w kopalni prowadzi się efektywną kontrolę jakości, począwszy od rozeznania złoża na załadunku węgla kończąc. Wyniki tej kontroli wykorzystywane są na etapie:

- projektowania,
- produkcji węgla surowego (dół kopalni),
- produkcji węgla handlowego (zakład przeróbczy),
- potwierdzenia zgodności przed klientem (załadunek).

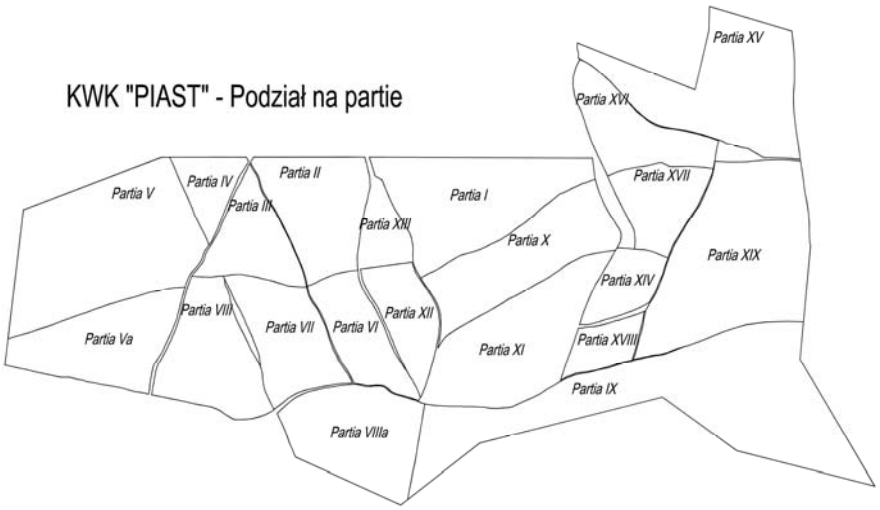
2. CHARAKTERYSTYKA KOPALNI W ZAKRESIE JAKOŚCI WĘGLA I PRODUKCJI

2.1. Zróżnicowanie węgla w pokładzie i produkcji

W obszarze eksploatacji KWK „Piast” problemem jest duże zróżnicowanie parametrów jakościowych w poszczególnych pokładach eksploatowanych bądź przewidywanych do eksploatacji. Zróżnicowanie to występuje nawet w ramach tego samego pokładu. Poniższa tabela 1 wraz z mapką obszaru KWK „Piast” (rys. 1) przedstawiają przykłady w/w problemu. Należy zwrócić uwagę na duże rozbieżności pomiędzy próbami produkcyjnymi w różnych partiach tego samego pokładu, przykład – pokład 209 partia XVI i VII, jak również duże różnice między próbami bruzdowymi tego samego pokładu 206/1 partia XVI i II.

Tabela 1. Zróżnicowanie parametrów jakościowych
Tab. 1. Qualitative parameters diversity

		Próby bruzdowe			Próby produkcyjne		
	Partia	Q_i^r [KJ/kg]	A^r [%]	W_t^r [%]	Q_i^r [KJ/kg]	A^r [%]	W_t^r [%]
Pokład 206/1	XV	23 900	9,86	13,39	18 800	23,0	13,5
	XVI	24 300	12,94	13,39	19 100	19,8	14,7
	II	21 900	14,13	11,47	15 500	29,3	13,8
	III	21 950	16,94	10,49	14 500	35,8	12,5
Pokład 209	XV	24 487	11,35	9,78	20500	17,2	15,0
	XVI	23100	14,07	9,05	18900	25,2	12,5
	VII	24950	11,23	8,35	22100	13,7	13,0
	V	24900	11,96	8,41	20600	16,2	14,5



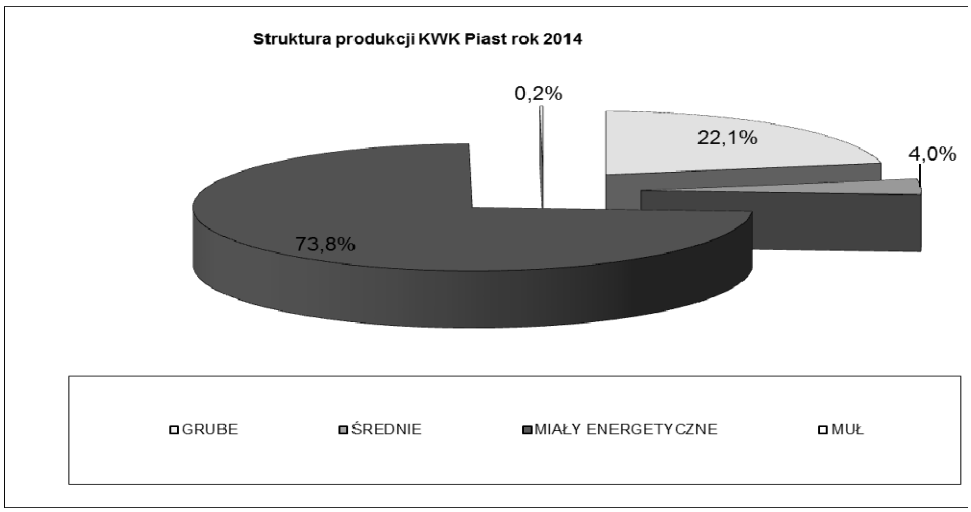
Rys. 1. Podział obszaru KWK Piast na partie
Fig. 1. Piast mine area division

2.2. Struktura produkcji

Uwzględniając strukturę wydobycia, sortyment miałowy stanowi ponad 70% produkcji (rys. 2). Tak ogromny udział miałów w strukturze produkcji wymaga szczególnej uwagi w zakresie planowania jej jakości, jak i późniejszego nadzoru nad parametrami jakościowymi w trakcie jej przebiegu. Podstawowe parametry jakości wskazanego sortymentu, które są przedmiotem niniejszego opracowania, to:

- Wartość opałowa Q_i^r [kJ/kg].
- Zawartość siarki S_t^r [%].
- Zawartość popiołu A^r [%].
- Wilgoć W_t^r [%].

Powyższe parametry dotyczą prób w stanie roboczym.



Rys 2. Struktura produkcji KWK Piast
Fig. 2. Production structure in Piast mine

3. KONTROLA I BADANIE PARAMETRÓW JAKOŚCIOWYCH

W celu prowadzenia efektywnej kontroli jakości podstawowych parametrów jakościowych należy ją rozpocząć od badania złoża a zakończyć na załadunku gotowego wyrobu. Etapy badań:

3.1. Badanie bazowych parametrów złoża

Badanie to obejmuje:

- partie pokładu przygotowywane do eksploatacji, rozcięte robotami chodnikowymi – próby bruzdowe,
- partie pokładów nie rozcięte – próby otworowe.

Efektem badania parametrów złoża są:

- mapy lokalizacji badań parametrów jakościowych złoża w skali 1:5000,
- raporty z pobrania prób bruzdowych,
- mapy z izoliniami jakości.

3.2. Kontrola parametrów jakościowych miału surowego na dole kopalni

Kontrola i badania realizowane na dole kopalni obejmują:

- parametry jakościowe miału surowego ze ścian i przodków – próby produkcyjne – tabela 2,
- wypad sortymentów grubych w ścianach.

Wyniki badań są niezbędną informacją do realizacji dalszych etapów procesu produkcji mieszanek miałowych oraz weryfikacji planów jakości miału surowego z poszczególnych ścian.

Zestawienie wyników prób produkcyjnych udostępnione jest w sieci LAN KWK Piast, co pozwala każdemu użytkownikowi sieci korzystać z tego zasobu informacji.

Tabela 2. Zestawienie wyników prób produkcyjnych
Tab. 2. Production samples, sheet of results

Data	Ściana 386a P 650 G IV							Ściana 372 P 650 G VI						
	Q_i^r	A^r	W_t^r	W_a	W_{ex}	S_t^r	Cl^a	Q_i^r	A^r	W_t^r	W_a	W_{ex}	S_t^r	Cl^a
	kJ/kg	%	%	%	%	%	%	kJ/kg	%	%	%	%	%	%
2014-04-01	18949	24,16	12,70	3,86	9,20	0,97	0,573	24558	9,65	11,90	5,32	6,90	0,87	0,539
2014-04-02	-	-	-	-	-	-	-	24300	11,40	9,80	-	9,80	-	-
2014-04-03	20496	20,59	12,10	5,25	7,20	1,16	-	24407	9,94	11,20	5,86	5,70	0,83	-
2014-04-04	-	-	-	-	-	-	-	24047	11,50	10,40	-	5,09	-	-
2014-04-07	16575	30,71	12,70	3,02	10,00	0,86	-	22438	14,00	12,30	-	7,11	-	-
2014-04-08	18665	24,73	12,20	4,32	8,20	0,92	0,619	23963	11,41	11,40	4,05	7,70	0,75	0,512
2014-04-09	20843	19,11	12,00	3,65	8,70	1,06	-	23260	13,30	10,90	-	5,62	-	-
2014-04-10	20065	19,42	13,70	5,90	8,30	1,05	-	23780	12,70	10,10	-	5,29	-	-
2014-04-11	19035	19,96	16,40	4,27	12,70	0,81	-	23907	11,90	10,40	-	5,61	-	-
2014-04-14	19890	21,75	12,00	4,72	7,60	1,03	-	21271	17,60	12,20	-	7,50	-	-
2014-04-15	21016	18,41	12,30	5,13	7,60	1,07	-	22760	13,48	12,80	5,88	7,30	0,84	-
Razem	20402	19,62	12,75	4,57	8,57	1,03	0,641	23425	12,58	11,28	4,94	6,67	0,83	0,563
Zad. produk.	19400		12,40					23800		11,30				
Odchylenie	1002		0,35					-375		-0,02				

3.3. Kontrola parametrów jakościowych miału na powierzchni kopalni

A. Kontrola miału surowego

Kontrola i badania na tym etapie obejmują ciągły pomiar jakości miału surowego odsianego w ZPMW (Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla). Celem jest pozyskiwanie bieżącej informacji niezbędnej do realizacji dalszych etapów procesu produkcji mieszanek miałowych. Informacja o parametrach jakościowych przekazywana jest w sposób ciągły poprzez wyświetlacze systemu ciągłego pomiaru parametrów jakościowych umiejscowione w:

- Dyspozytorni Jakościowej Kontroli Jakości Węgla.
- Dyspozytorni głównej Kopalni.
- Dyspozytorni ZPMW.
- Pomieszczeniu nadsztygarów ZPMW.

Wyniki ciągłego pomiaru automatycznie zapisywane są do komputerowej bazy danych. W trybie dziennym powstaje „Raport godzinowy jakości miału surowego" (tab. 3).

Tabela 3. Raport godzinowy jakości miału surowego
Tab. 3. Hourly report of raw coal dust quality

PARAMETRY JAKOŚCIOWE MIAŁU SUROWEGO ZA DZIEŃ 2015-05-30

Zmiana	Miał surowy ogółem			
	Q_i^r	A^r	W_t^r	Tony brutto
	kJ/kg	%	%	t
ZM. I	**18 809**	**21,30**	**15,43**	**0,00**
ZM. II	**19 047**	**21,16**	**14,91**	**0,00**
ZM. III	**0**	**0,00**	**0,00**	**0,00**
Doba ogółem	**0**	**0,00**	**0,00**	**0,00**
Narast. za m-c	**18 400**	**22,78**	**15,14**	**297364,45**
	Średnia Qi^r	Średnia A^r	Max. Wt^r	
Prognoza KWK	**18 691**			
Odchylenie	***-291***			

PARAMETRY JAKOŚCIOWE MIAŁU SUROWEGO - GODZINOWE

Godz.	Q_i^r	A^r	W_t^r	skipy razem	skipy 500	skipy 650	Uwagi (korekty)
	kJ/kg	%	%				
7:00		0,00	0,00	0	0	0	
8:00	20 016	18,50	14,80	14	0	14	
9:00	18 648	21,80	15,40	2	2	0	
10:00	19 062	20,20	15,80	14	2	12	
11:00	18 150	22,40	16,20	30	14	16	
12:00	18 299	22,80	15,40	32	14	18	
13:00	19 001	21,20	15,00	30	18	12	
14:00	20 085	18,30	14,80	8	0	8	
średnia Zm I	**18 809**	**21,30**	**15,43**	130	50	80	
15:00		0,00	0,00	0	0	0	
16:00	19 842	19,10	14,70	24	0	24	
17:00	19 212	20,70	14,90	2	0	2	
18:00	19 071	21,00	15,00	4	0	4	
19:00	19 632	19,60	14,80	24	4	20	
20:00	17 534	25,30	15,10	6	6	0	
21:00	17 638	24,90	15,20	18	14	4	
22:00	19 141	20,80	15,00	10	1	9	
średnia Zm II	**19 047**	**21,16**	**14,91**	88	25	63	
23:00				0			
0:00				0			
1:00				0			
2:00				0			
3:00				0			
4:00				0			
5:00				0			
6:00				0			
średnia Zm III	**0**	**0,00**	**0,00**	0	0	0	

B. Kontrola miału handlowego

W czasie produkcji miału handlowego prowadzony jest ciągły monitoring parametrów jakościowych (A^r, W_t^r, Q_i^r). Ciągły pomiar jakości miału handlowego umożliwia wskazanie źródła załadunku (właściwy sektor zwałów, bieżąca produkcja, koncentrat) oraz tworzenie mieszanek miałowych do bieżącego załadunku spełniającego oczekiwania klienta zgodnie z zapisami w umowach oraz zamówieniach.

Wyświetlacze systemu ciągłego pomiaru parametrów jakościowych miału handlowego umiejscowione są w:

- Dyspozytorni Jakościowej Kontroli Jakości Węgla.
- Dyspozytorni ZPMW.
- Pomieszczeniu nadsztygarów ZPMW.
- Pomieszczeniu obsługi wagi miałowej załadunku do wagonów.

Wyniki ciągłego pomiaru parametrów jakościowych automatycznie zapisywane są do komputerowej bazy danych.

4. ORGANIZACJA SŁUŻB BIORĄCYCH UDZIAŁ W BADANIU PARAMETRÓW JAKOŚCIOWYCH

W proces kontroli jakości oraz jego właściwe funkcjonowanie w systemie zarządzania jakością (planowanie, produkcja, sprzedaż) szczególnie zaangażowane są następujące komórki organizacyjne kopalni:

– Dział Mierniczo-Geologiczny dokonuje pomiarów mierniczych stanowiących dane wejściowe dla sporządzenia harmonogramów biegu ścian przez Dział Przygotowania Produkcji. Wykonuje badania geologiczne, w tym: przekroje geologiczne ścian i wyrobisk chodnikowych oraz pobieranie prób bruzdowych stanowiących dane wejściowe dla Działu Zintegrowanego Systemu Zarządzania (DSZ) do wykonania prognozy jakości miałów surowych. Pobieranie prób bruzdowych wykonywane jest w wyrobiskach przygotowawczych z częstotliwością określaną każdorazowo przez geologa górniczego uwzględniając zmienność parametrów jakościowych złoża, występowanie zaburzeń tektonicznych i zawodnienia górotworu. W kopalni „Piast" próby w wyrobiskach przygotowawczych pobierane są w odstępach co około 100m, profilowania geologiczne wyrobisk górniczych wykonywane są na bieżąco w odstępach co około 30m, profilowania geologiczne w ścianach eksploatacyjnych wykonywane są min. 2 razy w miesiącu.

– Dział Przygotowania Produkcji sporządza harmonogramy biegu ścian i robót przygotowawczych niezbędne dla określenia przez Dział DSZ prognozy jakości miałów surowych.

– Dział Zintegrowanego Systemu Zarządzania DSZ sporządza prognozy jakości miałów surowych, codziennie kartę produkcji w oparciu o dobowe plany wydobycia z poszczególnych przodków eksploatacyjnych oraz wyniki prób produkcyjnych, uczestniczy w ciągłym monitoringu i miesięcznych naradach jakościowych, koordynuje pracę próbobiorców pobierających próby produkcyjne. Próby produkcyjne ze ścian pobierane są na I zmianie produkcyjnej, próby z przodków chodnikowych pobierane są doraźnie wg potrzeb. Dział Robót Górniczych TG dostarcza dane do Działu DSZ dotyczące planów produkcji w danym dniu. Dział DSZ sporządza na ich bazie dzienną kartę produkcji. Kierownicy oddziałów górniczych, dozór wyższy, kierownik Działu TG analizują na bieżąco wyniki prób produkcyjnych, a w przypadku znaczących odchyleń wilgoci i za-

popielenia wyjaśniają ich przyczyny i podejmują stosowne działania. Dodatkowo wyniki prób produkcyjnych dla poszczególnych ścian są analizowane i oceniane na co miesięcznych naradach organizowanych przez Kierownika Działu Górniczego, pod kątem wykonania nałożonych zadań parametrów jakościowych dla danych ścian.

– Dział Jakości (DKJ).
– Oddział Kontroli Jakości Węgla (DKJ/K) na każdej zmianie produkcyjnej prowadzi monitoring jakości miału surowego z dołu kopalni na podstawie analizatorów jakości węgla zabudowanych na przenośnikach taśmowych w ZPMW. Dyspozytor jakości nadzoruje oraz steruje załadunkiem węgla do finalnego odbiorcy lub na określony sektor na zwały. Pracownicy Kontroli Jakości Węgla pobierają próby technologiczne oraz końcowe próby handlowe. Próby handlowe są dostarczane do laboratorium kopalni i są potwierdzeniem prawidłowości procesu produkcji węgla.
– Oddział Laboratorium (DKJ/L).
– Dokonuje analiz chemicznych dostarczonych prób w urządzeniach laboratoryjnych. Wyniki analiz stanowią podstawę wyceny węgla handlowego.
– Dział Energomechaniczny odpowiada za prawidłowy dobór urządzeń kompleksu ścianowego do wyrobisk eksploatacyjnych i pozostałych urządzeń oraz kontrolę i ograniczenie wody technologicznej wykorzystywanej w procesie urabiania. W warunkach KWK „Piast" ma to szczególne znaczenie z uwagi na duży dopływ wód z górotworu powodujący wzrost wilgoci W_t^r w miałach surowych, co skutkuje obniżeniem jego wartości opałowej, a co za tym idzie i ceny zbytu.

5. KONTROLA JAKOŚCI W ASPEKCIE ZARZĄDZANIA JAKOŚCIĄ

Przedstawiona metodyka badań jakości węgla od złoża po produkt finalny jest filarem zarządzania jakością w KWK Piast. W procesach związanych z zarządzeniem jakością oczywiście udział bierze znacznie więcej komórek organizacyjnych niż to pokazano w pkt. 4. Wszystkie procesy, dokumenty i zasoby potrzebne do ich realizacji zawarte są w dokumentacji Zintegrowanego Systemu Zarządzania KWK Piast, jednakże na potrzeby niniejszego opracowania zdaniem autorów wystarczy ograniczyć się do działań ściśle związanych z badaniem jakości oraz wykorzystaniem jego wyników do planowania i realizacji produkcji. Przebieg procesu wykorzystywania informacji płynących z kontroli jakości – na wszystkich szczeblach, tj. od jakości węgla stwierdzonych otworami badawczymi po kontrolę parametrów handlowych – obrazuje w uproszczony sposób rysunek nr 3. Większość przedstawionych w niniejszym referacie działań to działania standardowe jednakże elementami wybiegającymi poza standard wydają się być:

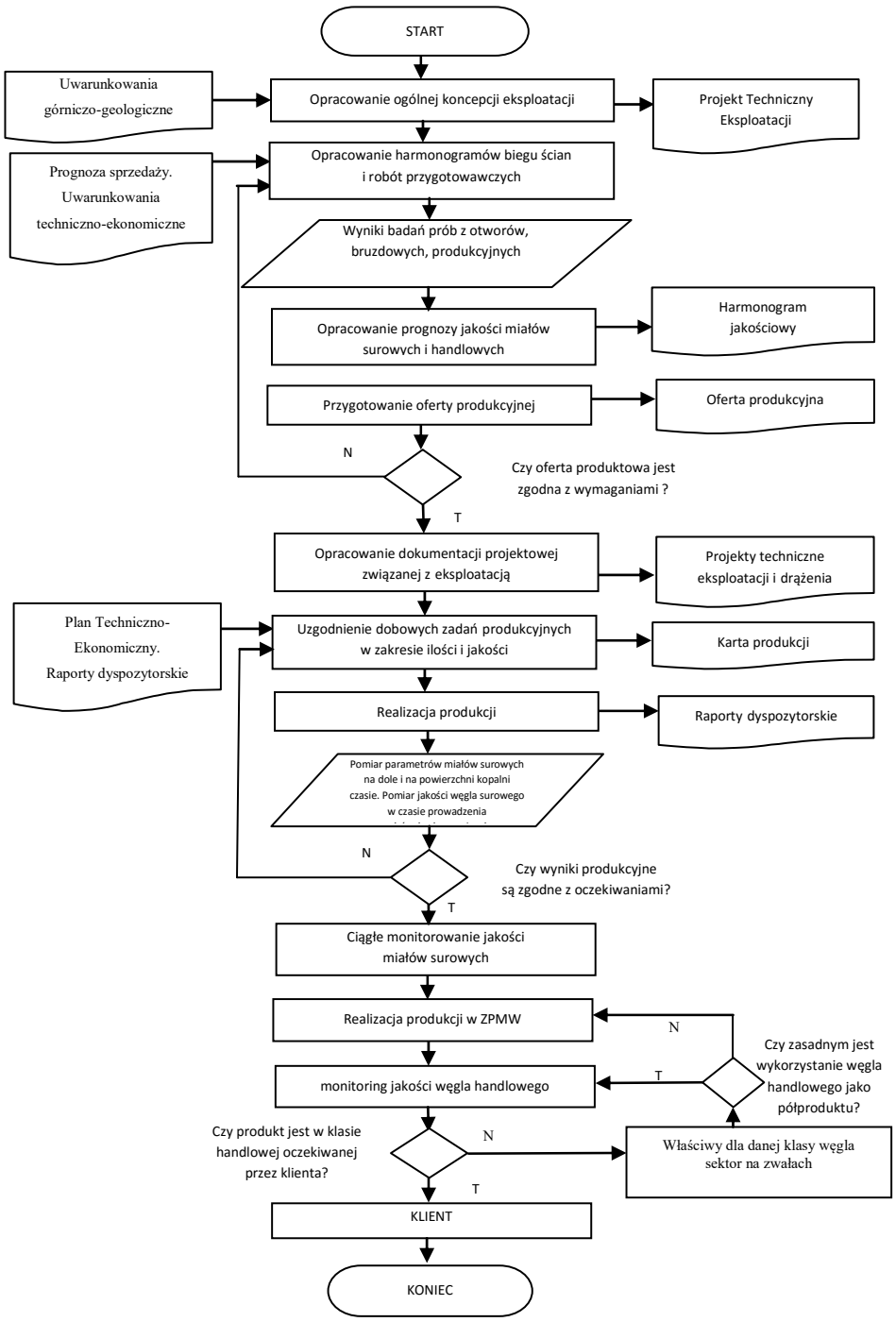
- Wykorzystanie informacji o jakości węgla na wczesnym etapie projektowania eksploatacji – tworzenie harmonogramów biegu ścian równolegle z prognozą jakości. Prognozy powstają w oparciu o wszystkie dane uzyskane na temat jakości przedstawione w punkcie 3 niniejszego opracowania na podstawie harmonogramów biegu ścian i przodków chodnikowych. Postępowanie takie umożliwia planowanie nie tylko wielkości wydobycia, ale również jego jakości w odniesieniu do miałów surowych stanowiących ponad 70% produkcji.
- Prowadzenie kontroli jakości miałów surowych bezpośrednio w miejscach ich wytworzenia (roboty eksploatacyjne i przygotowawcze) – tworzenie baz danych na temat jakości miału produkowanego w poszczególnych partiach złoża przy określonym wypo-

sażeniu. Ww. baza danych jest precyzyjnym narzędziem do planowania jakości produkcji. Niebagatelne jest również znaczenie pomiarów parametrów jakościowych bezpośrednio w miejscach eksploatacji dla celów dyscyplinujących. Oddziały wydobywcze otrzymują oprócz zadań ilościowych również zadania w zakresie jakości produkcji, które rozliczane są miesięcznie. Do realizacji tego zadania niezbędne są pomiary wykonywane w wyznaczonych węzłach technologicznych dołu kopalni.

- Ustalanie dobowych planów produkcyjnych w oparciu o wiedzę w zakresie parametrów jakościowych uzyskaną w wyniku prowadzonych badań i kontroli jakości - tworzenie na każdą dobę karty produkcji – tabela 4 w oparciu o informacje w zakresie planowanej wielkości produkcji w poszczególnych wyrobiskach eksploatacyjnych przekazywane przez Dział Górniczy oraz informacje w zakresie parametrów jakościowych uzyskiwanych na podstawie bieżących pomiarów. Dobowe plany produkcyjne są istotnym narzędziem do planowania produkcji miałów handlowych w ZPMW oraz jako konfigurator dla ustalenia optymalnej na dany dzień sekwencji wydobycia z poszczególnych rejonów eksploatacji zróżnicowanych pod względem jakości produkcji.

Tabela 4. Karta produkcji
Tab. 4. Production chart

Ściana/	Postęp [mb]				Kaloryczność		Wilgoć	Siarka	Wydob
Przodek	I zm.	II zm.	III zm.	IV zm.	Q_i^r[kJ/kg]	A^r [%]	W_t^r [%]	S_t^r [%]	[t/d]
148	3,00	3,00	3,00	2,00	16424	30,43	13,21	0,85	3630
373	1,00	1,00	1,00	1,00	24468	9,90	10,77	0,76	1600
641	3,00	3,00	3,00	2,00	15455	31,99	14,39	1,20	5060
368	2,50	2,50	2,50	2,00	19143	22,66	13,19	1,35	3610
AM-1	1,00	1,00	1,00		18694	24,66	12,50	1,31	84
AM-2	1,00	1,00	1,00		23519	10,01	13,30	1,20	75
AM-3	2,00	2,00	2,00		22160	10,19	16,90	1,20	132
AM-4	1,00		1,00		12061	40,26	15,80	1,20	70
AM-2a	2,00	2,00	1,00		2381	66,45	17,30	1,20	240
AM-7	1,00		1,00		8335	52,38	14,40	1,20	22
AM-8	5,00	4,00	4,00		14667	33,00	15,60	1,20	592
AM-10	2,00	2,00	1,00		14197	37,44	12,60	1,20	75
AM-11	2,00	2,00	1,00		22185	11,87	15,20	1,20	162
Poziom	Okres prod.	Ilość skipów	Wydobycie [t/dobę]		**Kalorycz Q_i^r[kJ/kg]**	**Zapopiel A^r [%]**	**Wilgoć W_t^r [%]**	**Siarka S_t^r [%]**	**Stan zb. [t]**
500	IV zm.	94	2360		17353	27,63	13,35	1,05	0
	I zm.	94	2355		17372	27,58	13,34	1,05	0
	II zm.	95	2372		17307	27,75	13,35	1,05	0
	III zm.	68	1700		17716	26,70	13,24	1,05	0
	Doba	351	8787		17416	27,47	13,33	1,05	0
650	IV zm.	87	2187		17383	26,92	13,95	1,21	0
	I zm.	77	1916		16936	28,09	14,06	1,19	0
	II zm.	82	2062		17680	26,18	13,85	1,21	0
	III zm.	54	1360		18569	24,13	13,36	1,21	0
	Doba	301	7525		17565	26,51	13,84	1,21	0
RAZEM	IV zm.	182	4547		17367	27,29	13,64	1,13	0
	I zm.	171	4271		17176	27,81	13,67	1,11	0
	II zm.	177	4434		17481	27,02	13,58	1,12	0
	III zm.	122	3060		18095	25,56	13,29	1,12	0
	Doba	652	**16312**		17485	27,03	13,57	1,12	0



Rys. 3. Przebieg procesu wykorzystania informacji z kontroli jakości
Fig. 3. Quality control, process of information use

PODSUMOWANIE

W artykule pokazano nowe podejście do szeroko pojętej kontroli jakości w kopalni. Przedstawiono jak istotne jest uzupełnienie standardowych działań w zakresie pozyskiwania wiedzy na temat jakości węgla jakim dysponuje kopalnia, o działania nie standardowe jakimi są badania jakości miałów surowych już u źródła ich wytworzenia. Właściwe wykorzystanie tych działań umożliwia:

- Przygotowywanie długoterminowych prognoz jakości produkcji o dużym stopniu sprawdzalności;
- Korygowanie dobowych planów produkcyjnych dla zapewnienia optymalnych parametrów jakościowych;
- Modelowanie produkcji węgla na podstawie monitoringu parametrów jakościowych na wszystkich etapach produkcji „od ściany do załadunku";
- Przewidywalność w procesie tworzenia produktu handlowego w ZPMW;
- Zwiększenie zaangażowania pracowników produkcyjnych w dbałość o jakość produkcji (ustalanie zadań jakościowych i bieżąca kontrola ich realizacji).

LITERATURA

[1] Hamrol A., Mantura W.: Zarządzanie jakością. Teoria i praktyka. Wyd. Nauk. PWN, Warszawa 2002.
[2] Drummond H.: W pogoni za jakością. Wydawnictwo Dom Wydawniczy ABC, Warszawa 1998.
[3] Materiały własne kopalni.

Piast Coal Mine Experiences in Terms of Current Control of Coal Output Quality

The paper presents Piast Coal Mine deposit characteristics in terms of qualitative parameters and coal quality control approach, both underground and on the mine surface. A methodology of planning, control and production management for realization of desired quality product meeting customer expectations was presented, according to carried monitoring of qualitative parameters on every stage of production. The paper is a set of mine experiences in terms of current production quality control and it can be helpful for mines with problems regarding production of coal of stable qualitative parameters.

System monitoringu, kontroli i diagnostyki dla Automatyzacji Odstawy Taśmowej przenośników w KGHM Polska Miedź S.A.

Dariusz Kubiak, Henryk Culer, Daniel Bajus
KGHM ZANAM S.A.

STRESZCZENIE: KGHM ZANAM S.A. należy do największych w Polsce producentów maszyn i urządzeń górniczych. Posiada w swojej ofercie m.in. pełny zakres przenośników taśmowych wraz z układami zasilania i sterowania. Wspólnie z KGHM Polska Miedź S.A. prowadzimy działania w kierunku automatyzacji, zdalnego sterowania i wdrażania nowych technologii w celu poprawy bezpieczeństwa i efektywności pracy. W roku 2014 został oddany do eksploatacji system Automatycznej Odstawy Taśmowej- AOT umożliwiający eliminację przeglądów zmianowych oraz zdalne sterowanie przenośnika poprzez wykorzystanie dodatkowych czujników i monitoringu wizyjnego w newralgicznych punktach. Obecnie trwają prace nad rozszerzeniem zakresu diagnostyki, monitoringu i kontroli systemu AOT. Głównym celem jest periodyczne dostarczenie informacji do systemu nadrzędnego o stanie trasy przenośnika oraz uzupełnienie danych diagnostycznych, z newralgicznych punktów, o analizę drgań i termografię. Dodatkowe informacje umożliwią prowadzenie prewencyjnej gospodarki remontowej opartej o dane pomiarowe oraz minimalizację ryzyka wystąpienia nieplanowanych przestojów.

SŁOWA KLUCZOWE: Automatyzacja, transport taśmowy, przenośnik taśmowy, diagnostyka, system monitoringu, zdalne sterowanie

1. WSTĘP

W systemach odstawy w kopalniach rud miedzi KGHM Polska Miedź S.A. kluczową rolę odgrywają przenośniki taśmowe. Czterdziestoletnie doświadczenia eksploatacyjne w Zakładach Górniczych są podstawą dalszego rozwoju techniki transportu taśmowego.

Maszyny i urządzenia do transportu taśmowego są produktami charakteryzującymi się dużą dynamiką zmian w zakresie stosowania innowacyjnych rozwiązań. KGHM za rozwój odstawy taśmowej przyjął generowanie rozwiązań umożliwiających wydłużanie dróg odstawy oraz aplikacje nowych rozwiązań przeznaczonych do prowadzenia robót przygotowawczych (przenośniki lekkie oraz mobilne punkty załadunkowe) oraz na modernizację nakierowaną na poprawę funkcjonalności oraz obniżanie kosztów wytwarzania i eksploatacji. Dlatego tematami rozwojowymi transportu taśmowego są zagadnienia dotyczące:

- Przenośników dalekiego zasięgu.
- Automatyzacji odstawy taśmowej.
- Obniżenia kosztów transportu urobku.

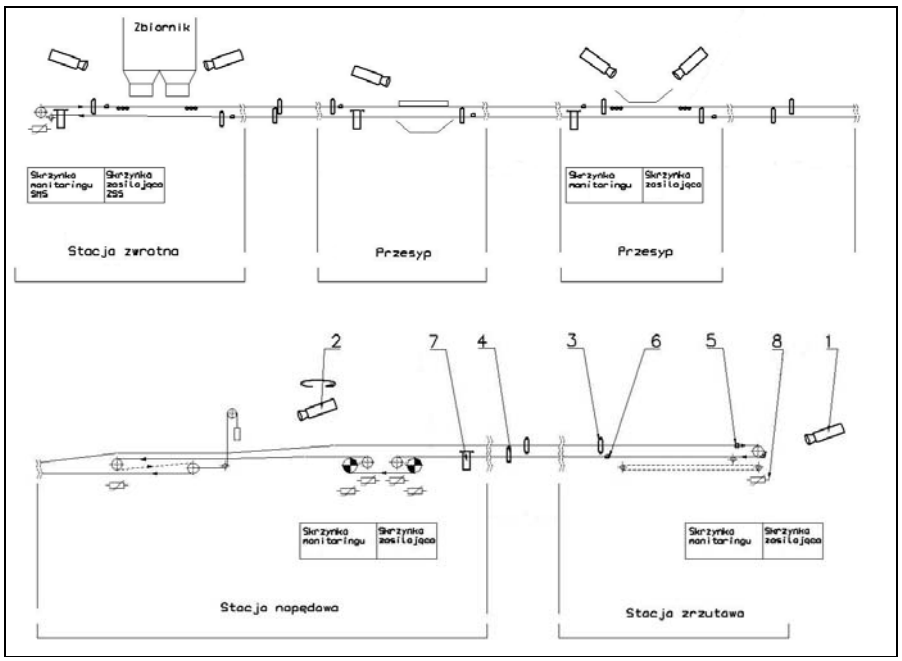
- Zastosowania nowoczesnych sieci łączności i transmisji danych.
- Zdalnego sterowania urządzeń w systemach odstawy taśmowej.

Tabela 1. Parametry techniczne przenośników typu LEGMET produkcji KGHM ZANAM S.A.
Table 1. Technical specification of LEGMET type conveyors manufactured by KGHM ZANAM S.A.

Typ przenośnika	LEGMET 800	LEGMET 1000	LEGMET 1000/160	LEGMET 1200/160	LEGMET 2000	LEGMET XL1200
Szerokość taśmy [mm]	800	1000	1000	1200	1000	1200St
moc stacji napędowej [kW]	2-3x110 2-3x75 2x55 2x90	2-3x110 2-3x75	1x160 2x160 3x160	2x160 3x160 4x160	1÷8x55	3-4x320
Prędkość taśmy [m/s]	2,0	2,0	2,0 2,5 3,15	2,0 2,5 3,15	2,5	2,5 3,15 3.5
Wydajność [t/h] dla γ=1,7t/m³ K_z=0,8	900	1100	1100 1400 1760	1640 2100 2580	1200	1300 (α=3°)
Max dł. [m] przenośnika	1500	1500	2000	2000	2400	5000 (α=0°)
Pochylenie przen. (min/max)	-15 / +15	-15 / +15	-15 / +15	-15 / +15	-5 / +6	-10 / +10

2. SYSTEM AOT – STAN OBECNY

System AOT zabudowany jest na ponad dwudziestu przenośnikach w O/ZG „Polkowice-Sieroszowice". Jego głównym zadaniem jest eliminacja przeglądów zmianowych oraz zwiększenie bezpieczeństwa obsługi poprzez automatyzację procesów przedstartowych i zdalne sterowanie przenośnikiem z centralnego punktu dyspozytorskiego. Przykładową konfigurację systemu przedstawia rys.1. System wpięty jest do wewnętrznej, kopalnianej sieci światłowodowej, za której pośrednictwem przekazuje dane niezbędne do wizualizacji pracy przenośnika w oprogramowaniu typu SCADA. Dyspozytor może swobodnie przełączać się pomiędzy przenośnikami oraz obrazami z różnych kamer. W przypadku wystąpienia awarii automatycznie jest sygnalizowane miejsce jej wystąpienia oraz obraz z najbliższej kamery.



Rys. 1. Przykładowe rozmieszczenie elementów systemu AOT: 1 - Kamera stacjonarna, 2 - Kamera obrotowa, 3 - Regulator taśmy górnej, 4 - Regulator taśmy dolnej, 5 - Czujnik zboczenia taśmy górnej, 6 - Czujnik zboczenia taśmy dolnej, 7 - Automatyczny wyłącznik zgarniaka, 8 - Czujnik temperatury łożysk
Figure 1. Example for placement of AOT system elements: 1 - Fixed Camera, 2 - Pan-tilt-zoom Camera, 3 - Upper belt regulator, 4 - Lower belt regulator, 5 - Upper belt-alignment switch, 6 - Lower belt-alignment switch, 7 - Automatic scraper switch, 8 - Bearing temperature sensor



Rys. 2. Stanowisko dyspozytora systemu AOT w kopalni miedzi O/ZG „Polkowice-Sieroszowice"
Figure 2. AOT system control station in „Polkowice-Sieroszowice" copper mine – division of KGHM

Elementy pomiarowe zabudowane w newralgicznych miejscach przenośnika pozwalają na kontrolę:

- parametrów elektrycznych silników układu napędowego,
- temperatury łożysk przekładni,
- temperatury łożysk bębnów napędowych,
- temperatury łożysk bębnów kierujących,
- zbiegania taśmy.

Dane z czujników oraz obraz z kamer są archiwizowane w celu możliwości odtworzenia przebiegu awarii.

3. ROZBUDOWA SYSTEMU MONITORINGU, KONTROLI I DIAGNOSTYKI

Obecnie zabudowane czujniki znakomicie nadają się do kontroli stanu krytycznych miejsc przenośnika w czasie rzeczywistym ale nie są wystarczające do prowadzenia w pełni prewencyjnej gospodarki remontowej. W celu zwiększenia efektywności przeglądów dobowych oraz zmniejszenia ryzyka wystąpienia nieplanowanych przestojów rozszerzono zakres i obszar diagnostyki systemu AOT o dodatkowe elementy pomiarowe i podsystemy diagnostyczne pozwalające na monitorowanie i kontrolę przenośnika na całej jego długości.
Ofertę Automatycznej Odstawy Taśmowej wzbogacono o dodatkowe moduły konfigurowane przez klienta podczas zamówienia do których należą:

- analiza drgań z wykorzystaniem akcelerometrów,
- analiza częstotliwości z wykorzystaniem bezstykowych czujników ultradźwiękowych,
- kamery termowizyjne i detektory podczerwieni,
- ciągły monitoring temperatury trasy przenośnika, w czasie rzeczywistym, w celu identyfikacji uszkodzonych krążników oraz dodatkowej ochrony p.poż.,
- systemu monitoringu złącz taśm przenośnikowych,
- systemu wykrywania rozcięć wzdłużnych taśmy przenośnikowej.

Na szczególną uwagę zasługuje podsystem analizy drgań oraz kontroli temperatury, który umożliwia wczesne wykrycie nieprawidłowości w układach napędowych oraz śledzenie rozwoju uszkodzenia na podstawie analizy trendów. Moduł ten możliwy jest do zabudowy w dwóch wariantach:

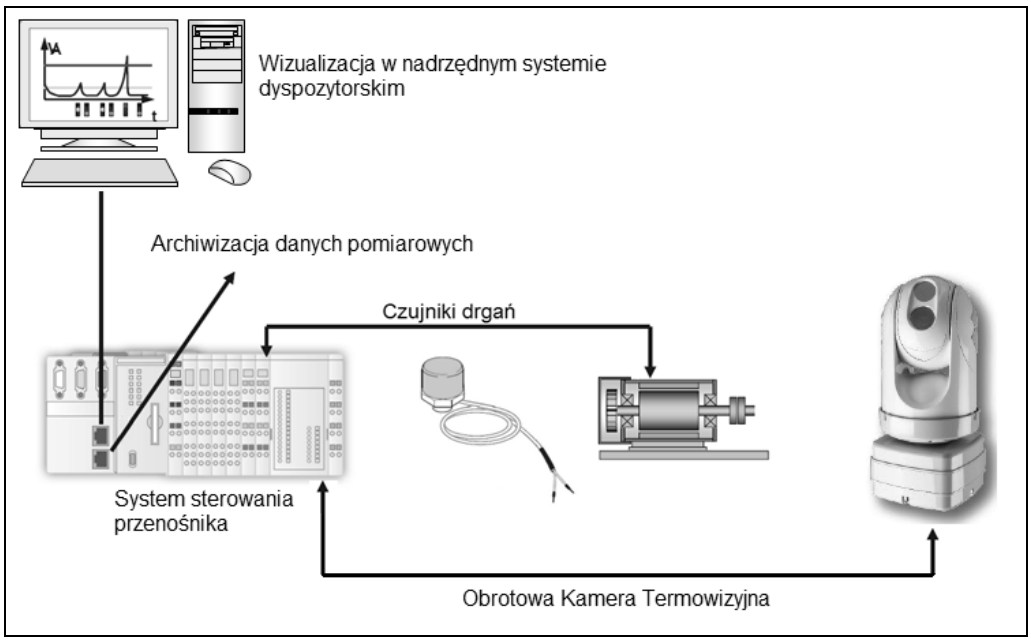
a) zabudowa elementów pomiarowych na stałe, zalecane w przypadku przenośników głównej odstawy, które wymagają ciągłego monitoringu parametrów w czasie rzeczywistym;
b) specjalna stacja diagnostyczna przeznaczona do zbierania danych pomiarowych, z określonymi interwałami czasowymi, za pośrednictwem urządzeń przenośnych.

Dzięki analizie drgań charakteryzujących się oscylacjami o niskiej częstotliwości i nagłych zmianach o charakterze skokowym możemy wykryć następujące zjawiska:

- nieosiowość wałów,
- oscylacje taśmy przenośnikowej,
- awarie silnika,
- nierównomierne obciążenie,
- uszkodzenie podpory.

Analiza drgań charakteryzujących się oscylacjami wysokiej częstotliwości i udarami o charakterze pulsacyjnym pozwala na wykrycie:

- nieprawidłowości w układzie smarowanie, w tym brak smaru,
- uszkodzenie łożysk,
- uszkodzenie kół zębatych.



Rys. 3. Schemat ideowy modułu wibrodiagnostyki i kamery termowizyjnej zabudowanej na stałe
Figure 3. Schematic diagram of vibrodiagnostic and termovision module

4. PODSUMOWANIE

KGHM ZANAM S.A. wychodzi naprzeciw oczekiwaniom klientów w zakresie automatyzacji i utrzymania ruchu urządzeń górniczych tworząc systemy modułowe. Pozwalają one klientowi na dobór elementów systemu Automatyzacji Odstawy Taśmowej- AOT w zależności do potrzeb wynikających z warunków eksploatacyjnych, organizacji transportu poziomego oraz dostępnych nakładów inwestycyjnych. Zarówno sam system AOT, jak i moduły rozszerzające jego funkcjonalność mogą zostać zabudowane zarówno na nowych jak i używanych przenośnikach taśmowych produkcji KGHM ZANAM S.A., system posiada osobny certyfikat jednostki notyfikowanej.

LITERATURA

[1] Sawicki R. 2013: Automatyzacja odstawy drogą do zwiększenia efektywności i bezpieczeństwa systemów maszynowych w KGHM Polska Miedź S.A. Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2013, Materiały Konferencyjne.
[2] Bartelmus W. 2006: Condition monitoring of open cast mining machinery. Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2006.

Monitoring, Control and Diagnostic System for Automation of Belt Haulage for Belt Conveyors in KGHM Polska Miedź S.A.

KGHM ZANAM S.A. is one of the biggest mining machines and devices manufacturer in Poland. In its offer, it has a full range of belt conveyors with integrated power and control systems. Together with KGHM Polska Miedź S.A., we design and implement new technologies in automation and remote control, in order to improve safety and efficiency. In 2014, Automation of Belt Haulage- AOT system was put in to operation to remove shift inspections and allow remote control via use of additional sensors and video monitoring in critical areas. Currently, we are working on expanding diagnostics, control and monitoring for AOT system. The main goal is, to periodically provide information, to the master system about the state of the whole conveyor and improve diagnostic data from critical areas by adding vibration analysis and thermography. That additional information will enable preventive maintenance, based on measurement data and will minimize the risk of machine downtime.

Tytuł referatu: Wykorzystanie najnowszych technologii informatycznych w zakresie ewidencji i obsługi danych geologicznych.

Jan Kubanek
Asseco Poland S.A.

STRESZCZENIE:

W referacie zaprezentowano możliwości systemu informatycznego Asseco NMZ-GEO, który przeznaczony jest do ewidencji danych geologicznych w przedsiębiorstwie górniczym.

Opisany system jest jednym z elementów kompleksowego rozwiązania dla przedsiębiorstw górniczych Asseco Numeryczny Model Złoża (Asseco NMZ). Asseco NMZ-GEO może pracować jako samodzielny system (bez konieczności instalacji/wdrożenia całości rozwiązania NMZ) lub jako moduł całego rozwiązania Asseco NMZ. W referacie zaprezentowano możliwości funkcjonalne i analityczne Asseco NMZ-GEO.

SŁOWA KLUCZOWE: ASSECO POLAND S.A., GEOLOGIA, PRÓBY, ANALIZY, NMZ-GEO

1. WSTĘP

System informatyczny wspierający pracę geologów Asseco NMZ-GEO to innowacyjny system autorstwa Asseco Poland S.A., służący do zarządzania informacjami o zasobach geologicznych w przedsiębiorstwie górniczym.

Asseco NMZ-GEO pozwala na scentralizowane lub rozproszone zarządzanie danymi geologicznymi w ujęcie statystycznym z uwzględnieniem informacji przechowywanych na mapie numerycznej. Dane dla użytkownika udostępniane są m.in. poprzez przeglądarkę internetową co ma bezpośredni wpływ na prostotę obsługi oraz szybki i kompleksowy dostęp do informacji o zasobach górniczych.

Dzięki wdrożeniu systemu Asseco NMZ-GEO przedsiębiorstwo górnicze uzyskuje:

- Kompleksową informację o zasobach
- Pełny wgląd w informację określającą parametry jakościowe zasobów
- Możliwość dwukierunkowej wymiany danych z systemami map cyfrowych opartymi o technologię AutoDesk – AutoCad (Civil 3D, Map 3D) lub MicroStation Bentley czy BricsCAD
- Dostęp do dotychczasowych inwestycji i infrastruktury programowej w zakresie oprogramowania CAD - źródłem danych dla systemu mogą być mapy górnicze prowadzone w środowiskach CAD (AutoCAD®, Bentley®, BricsCAD®).
- Dostęp do informacji przez przeglądarkę internetową poprzez przyjazny i prosty w obsłudze interfejs użytkownika
- Pełną skalowalność rozwiązania umożliwiającą szybkie wdrożenie oraz dostosowania do indywidualnych potrzeb
- Funkcjonalność umożliwiającą przekazania uzgodnionych corocznych danych statystycznych w formacie wymaganym przez Agencję Rozwoju Przemysłu
- System, który zachowuje pełna zgodność z obowiązującym prawodawstwem
- Dedykowany moduł analityczny umożliwiającym m.in. przygotowanie i wydruk zestawień „ad hock”
- Możliwość wymiany informacji z innymi systemami w przedsiębiorstwie z użyciem międzynarodowych standardów informatycznych opartych o metodykę zorientowaną na usługi (ang. Service-Oriented Architecture, SOA) i/lub internetowe usługi sieciowe (ang. web service)
- Zestaw predefiniowanych raportów niezbędnych do utworzenia Operatu Ewidencyjnego Zasobów
- System, który jest zbudowany w oparciu o realne zapotrzebowanie przedsiębiorstwa górniczego

2. OPIS ROZWIĄZANIA

System Asseco NMZ-GEO powstał w oparciu o realne zapotrzebowanie polskiego przedsiębiorstwa górniczego. Został z sukcesem wdrożony w jednym z największym przedsiębiorstw górniczych w Polsce dla struktury obejmującej wiele Zakładów Górniczych. Dzięki zastosowaniu najnowszych technologii informatycznych system jest rozwiązaniem otwartym na zmiany funkcjonalności oraz umożliwia daleko idącą integrację z rozwiązaniami informatycznymi dostępnymi na rynku (np. systemy ERP, sprzedażowe, przygotowania i harmonogramowania produkcji itp.).

System Asseco NMZ-GEO składa się z następujących modułów:

- Parcele – moduł dedykowany do pełnej obsługi parcel zasobowych
- Próby – moduł wspierający obsługę prób geologicznych
- Analizy – zestaw funkcjonalności umożliwiający analizę i raportowanie danych
- Administracja – konfiguracja i zarządzanie systemem

2.1. Asseco NMZ-GEO moduł „Parcele”

Asseco NMZ-GEO moduł „Parcele” posiada możliwość ewidencjonowania kartotek parcel geologicznych z uwzględnieniem informacji o:

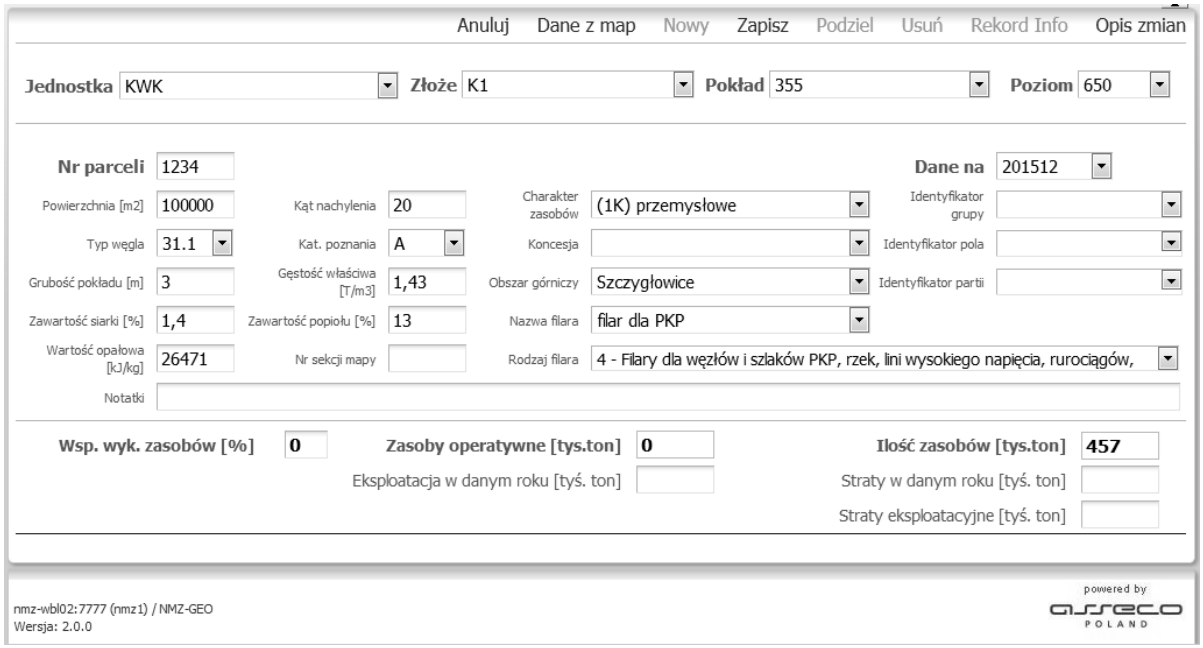
- pokładach,
- poziomach,
- złożach,
- obszarach górniczych,
- koncesjach,
- grupach parcel,
- filarach,
- polach
- partiach

W systemie może być obsługiwana jedno lub wielozakładowa struktura również o hierarchicznej budowie. W celu uniknięcia pomyłek podczas ewidencji danych szereg informacji utrzymywanych jest w dedykowanych słownikach systemowych (lokalnych lub globalnych). Słowniki te umożliwiają odwzorowanie zależności pomiędzy atrybutami (np. nazwy filarów użytych w złożu lub nazwy pokładów dla wybranego złoża) jak również zależności określone w strukturze organizacyjnej przedsiębiorstwa. W oparciu o dane słownikowe w systemie dostępne są listy wyboru, które zależnie od rodzaju informacji mogą mieć charakter centralny(globalny) lub lokalny.

Dane jednakowe dla całego przedsiębiorstwa górniczego takie jak: kategorie rozpoznania, charakter zasobów, typy węgla (zgodnie z PN) itp. są definiowane przez administratora systemu dla całej organizacji jako słowniki centralne (globalne). Tak przyjęty model danych wyklucza różnicę w kluczowych atrybutach dla ewidencji parcel w całej organizacji.

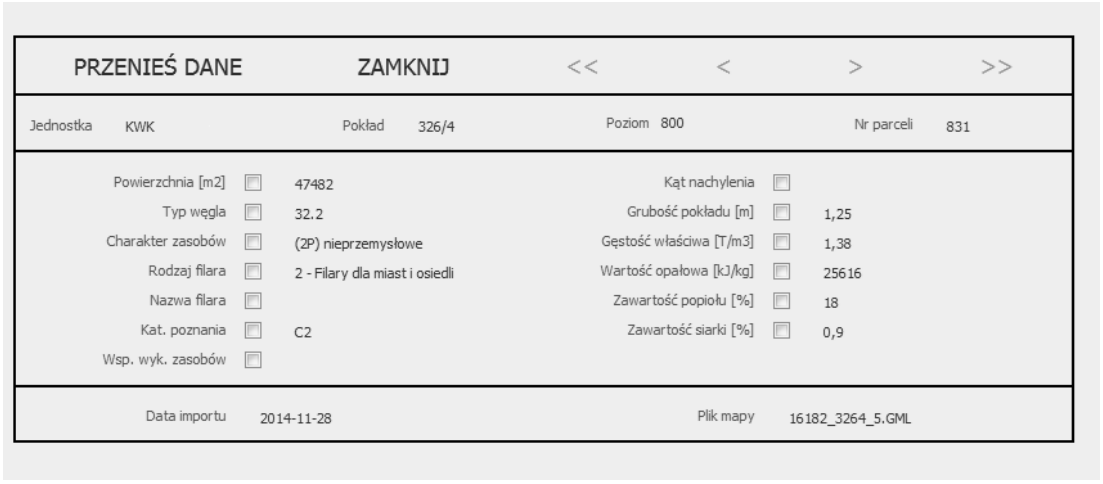
Dane specyficzne dla pojedynczego Zakładu Górniczego np. nazwy filarów, nazwy obszarów górniczych, identyfikatory pola itp. mogą być utrzymywane lokalnie przez administratora lokalnego w modelu przewidzianym dla słowników lokalnych.

Niezależnie od struktury organizacyjnej opracowany w systemie mechanizm raportowania umożliwia wykonywanie wielowymiarowych analiz (raportów), na każdym poziomie organizacyjnym zarówno jedno i jak wielozakładowego przedsiębiorstwa górniczego.



Rysunek 1. Formularz obsługi parcel zasobowych.

Dane do modułu „Parcele” mogą być wprowadzane w oparciu o mapy cyfrowe. W takim przypadku operator ma możliwość podjęcia decyzji, które informację należy przenieść z mapy cyfrowej do głównego okna aplikacji.



Rysunek 2. Przenoszenie danych o parcelach z map cyfrowych.

2.2. Asseco NMZ-GEO moduł „Analizy”

Asseco NMZ-GEO posiada własny moduł umożliwiający analizę danych praktycznie w dowolnym zakresie. Dodatkowo, zapewnia obsługę obligatoryjnego raportowania o zasobach złóż kopalin zgodnie z rozporządzeniem Ministerstwa Środowiska. W ramach modułu „Analizy” dostarczanych jest kilkanaście gotowych raportów. Wszystkie zestawienia dostępne z module analiz mogą być eksportowane do programu MS Excel lub do formatu PDF.



Rysunek 3. Formularze - moduł "Analizy"

Jedną z opcji raportowania w module „Analizy” jest funkcjonalność umożliwiająca przygotowanie zestawienia wymaganego przez organy Ministra Środowiska tj. „Z-1 Zestawienie zmian zasobów złoża”

Zatwierdź Nowy Zapisz Anuluj Przelicz dane Wydruk Opis Usuń Rekord Info

Jednostka	KWK	Kod złoża w systemie MIDAS	WK	Rok zestawienia	201412		
Złoże	K	Koncesja wydana przez		Stan zestawienia	Nowy		
Nr koncesji	Koncesja 10/2003 zmieniona dec. DGe-47	Koncesja z dnia	2006-12-13	Data zatwierdzenia			
		Użyj do raportów	TAK	Zatwierdził			

Dział 1 - Zas. bilansowe | Dział 1 - Zas. pozabilansowe | Dział 2 - Wydobycie i straty | Dział 3 - Zas. przemysłowe | Dział 3 - Zas. nieprzemysłowe

STAN I RUCH ZASOBÓW	RODZAJ I TYP KOPALINY	BEZ FILARÓW OCHRONNYCH				W FILARACH OCHRONNYCH				
		A+B	C1	C2	D	A+B	C1	C2	D	
Stan na 31.12.2013r	31	12345	342	0	0	343	589	0	0	
	32	837	758	0	0	330	289	0	0	
Przyrosty ogółem	31	0	0	0	0	0	0	0	0	Szczegóły
	32	0	0	0	0	0	0	0	0	Szczegóły
Przyrosty z tytułu przeklasyfikowania za...	31	0	0	0	0	0	0	0	0	Szczegóły
	32	0	0	0	0	0	0	0	0	Szczegóły
Ubytki ogółem	31	0	0	0	0	0	0	0	0	Szczegóły
	32	0	0	0	0	0	0	0	0	Szczegóły
Ubytki z tytułu przeklasyfikowania zasob...	31	0	0	0	0	0	0	0	0	Szczegóły
	32	0	0	0	0	0	0	0	0	Szczegóły
Ubytki z tytułu eksploatacji i strat	31	0	0	0	0	520	0	0	0	Szczegóły
	32	0	0	0	0	0	0	0	0	Szczegóły
Stan na 31.12.2014r	31	450490	238	0	0	2223	33	0	0	
	32	837	758	0	0	2	289	0	0	

Rysunek 4. Przygotowanie danych dla zestawienia Z-1

Zestawienie tworzone jest w oparciu o zidentyfikowane zmiany na poszczególnych parcelach z uwzględnieniem okresów statystycznych zgodnie z wytycznymi określonymi przez właściwe Rozporządzenia Ministerstwa Środowiska. Wszystkie wartości generowane przez system są potwierdzone przez listę pojedynczych parcel – innymi słowy, która parcela miała wpływ na wartości poszczególnych Działów (Sekcji) zestawienia.

Kwalifikator	Złoże	Pokład	Poziom	Nr parceli	Typ węgla RB	Typ węgla RP	Char. zasobów RB	Char. zasobów RP	Filar RB	Filar RP	Ilość zasobów RB	Ilość zasobów RP	Saldo zasobów (RB-RP)	Kat. poznania RB	Kat. poznania RP	Rozpoznanie	Strona	Wartość do raportu
Przyrosty ogółem(1)	J.	501/3	700	741	32	32	1K	1K	Nie	Nie	621	607	14	A	B	T	PRZYROSTY	14
Przyrosty ogółem(1)	J.	408/2	700	727	32	32	2K	2K	Nie	Nie	545	506	39	A	B	T	PRZYROSTY	39
Przyrosty ogółem(1)	J.	408/2	880	816	32	32	2K	2K	Nie	Nie	975	104	871	C1	C1	T	PRZYROSTY	871
Przyrosty ogółem(1)	J.	408/2	880	818	32	32	1K	1K	Nie	Nie	780	584	196	C1	C1	T	PRZYROSTY	196
Przyrosty ogółem(1)	J.	409/1	700	711	32	32	1K	1K	Nie	Nie	2028	1899	129	C1	C1	T	PRZYROSTY	129
Przyrosty ogółem(1)	J.	409/2	565	516	32	32	1K	1K	Nie	Nie	820	579	241	B	B	T	PRZYROSTY	241

Rysunek 5. Lista parcel użytych w zestawieniu Z-1.

Efektem działania powyższych funkcjonalności jest zestawienie Z-1 zgodne z wymaganiami.

MINISTERSTWO ŚRODOWISKA ul. Wawelska 52/54, 00-922 Warszawa

Nazwa i adres przedsiębiorcy:	**Z-1 Zestawienie zmian zasobów złoża**	Adresat:
	Nazwa złoża[1]	1. Właściwy organ koncesyjny
Oddział	Kopalina[2]	2. Państwowy Instytut Geologiczny Państwowy Instytut Badawczy ul. Rakowiecka 4, 00-975 Warszawa
ul.	Za rok **2014** Kod złoża w systemie MIDAS[3] **WK**	
Nr identyfikacyjny REGON	Nr koncesji	Przekazać w terminie do dnia15 marca 2015 r.
	wydana dn. przez	

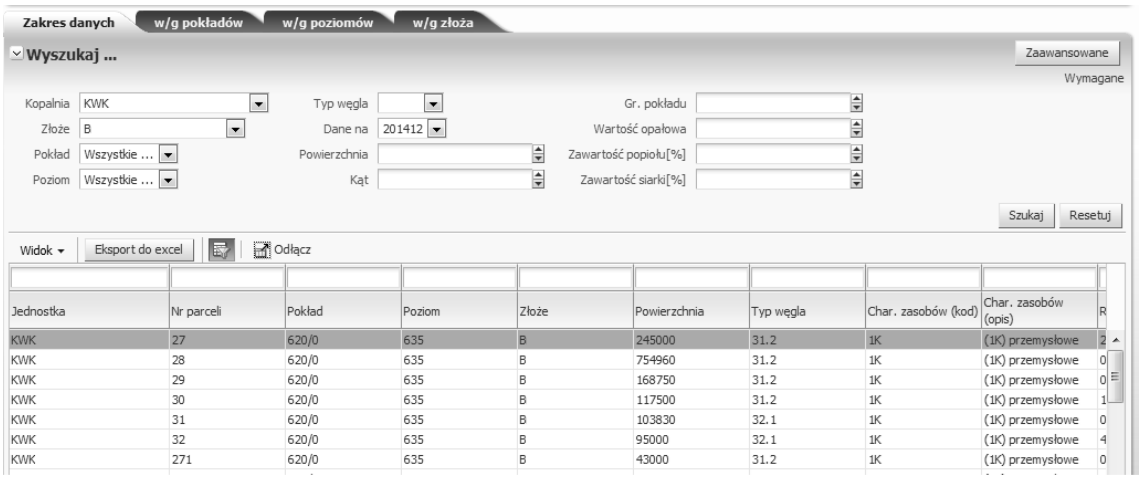
Dział 1. Zmiany zasobów geologicznych złoża[4] [tysiące ton/tysiące m^3] *),5)

STAN I RUCH ZASOBÓW		RODZAJ I TYP KOPALINY	ZASOBY BILANSOWE							
			BEZ FILARÓW OCHRONNYCH				W FILARACH OCHRONNYCH			
			A+B	C1	C2	D	A+B	C1	C2	D
0		1	2	3	4	5	6	7	8	9
Stan na 31.12.2013r	1	31	1049023	8	0	0	139815	889	0	0
	2	32	837758		0	0	3302	889	0	0
Przyrosty ogółem	3	31	0	0	0	0	0	0	0	0
	4	32	0	0	0	0	0	0	0	0
Przyrosty z tytułu przeklasyfikowania zasobów	5	31	0	0	0	0	0	0	0	0
	6	32	0	0	0	0	0	0	0	0
Ubytki ogółem	7	31	0	0	0	0	0	0	0	0
	8	32	0	0	0	0	0	0	0	0
Ubytki z tytułu przeklasyfikowania zasobów	9	31	0	0	0	0	0	0	0	0
	10	32	0	0	0	0	0	0	0	0
Ubytki z tytułu eksploatacji i strat	11	31	0	0	0	0	520	0	0	0
	12	32	0	0	0	0	0	0	0	0
Stan na 31.12.2014r	13	31	1049023	8	0	0	139815	889	0	0
	14	32	837758		0	0	3302	889	0	0

*) Niepotrzebne skreślić.

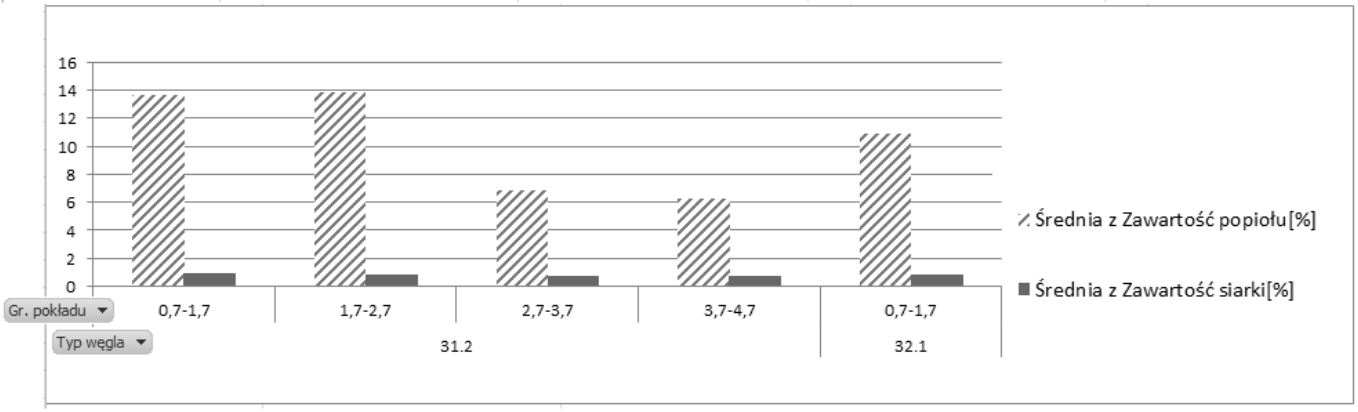
Rysunek 6. Przykładowy fragment zestawienia Z-1

Moduł „Analizy" umożliwia użytkownikowi eksport wybranych danych do programu MS Excel gdzie, z użyciem np. mechanizmu tabel przestawnym można tworzyć dowolne zestawienia w zależności od potrzeb.



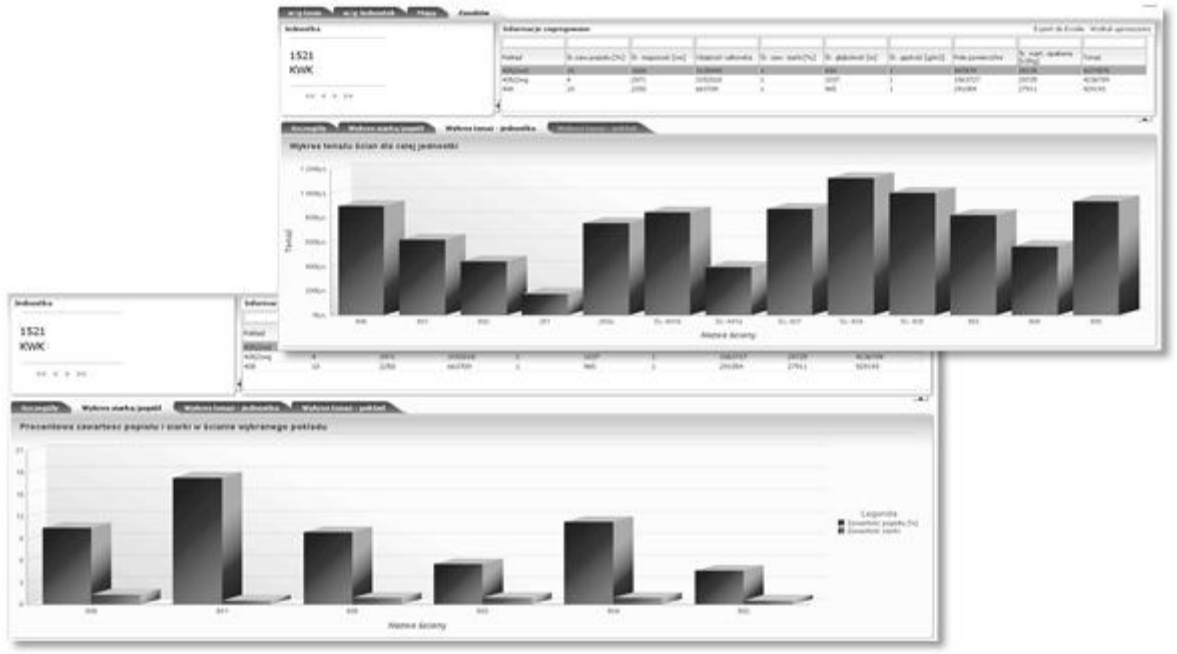
Rysunek 7. Przygotowanie danych do eksportu.

Typ węgla / grubość	Suma z Ilość zasobów[tyś.ton]	Średnia z Zawartość popiołu[%]	Średnia z Zawartość siarki[%]
31.2	**30762**	**10,25**	**0,80**
0,7-1,7	9885	13,72	0,92
1,7-2,7	3213	13,90	0,81
2,7-3,7	12539	6,90	0,73
3,7-4,7	5125	6,38	0,71
32.1	**5135**	**11,00**	**0,80**
0,7-1,7	5135	11,00	0,80
Suma/średnia końcowa	**35897**	**10,36**	**0,80**



Rysunek 8. Przykładowe zestawienie zbudowane w oparciu o eksport danych do MS Excel

Kolejną możliwością wizualizacji wyników są predefiniowane w systemie zestawienia tabelaryczne wraz z wykresami



Rysunek 9. Wizualizacja stanu jakości zasobów w formie wykresu.

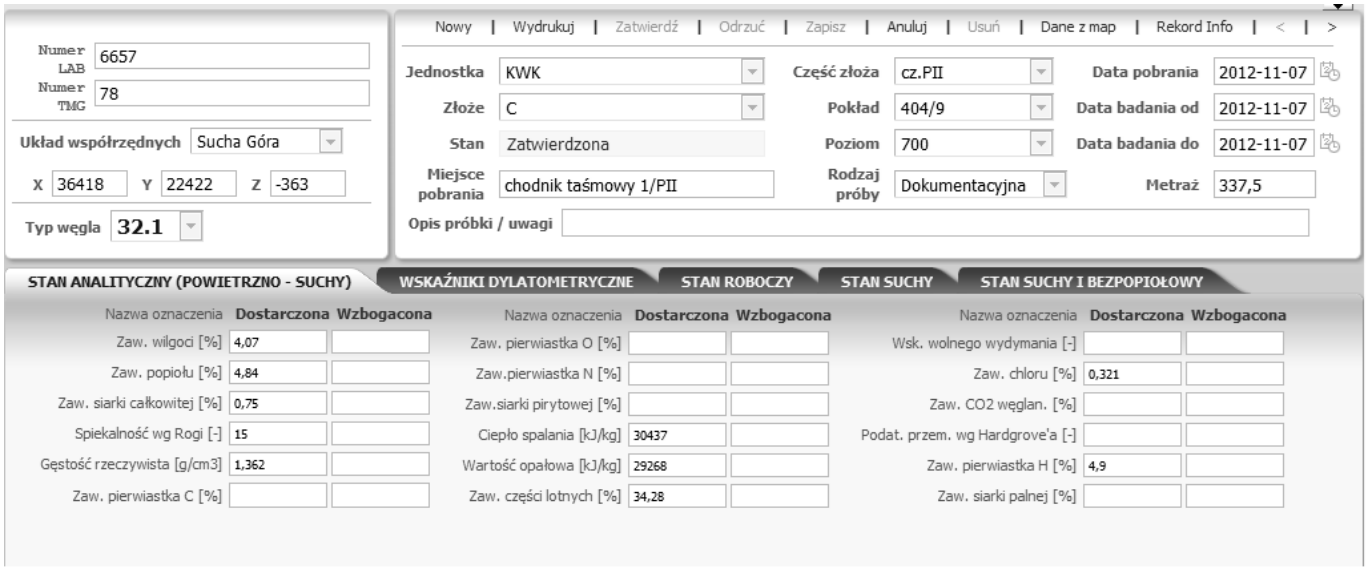
2.3. Asseco NMZ-GEO moduł „Próby”

Moduł „Próby” udostępnia operatorowi możliwość ewidencji kartoteki jakościowych prób węgla w zakresie:

- Lokalizacji miejsca pobrania (współrzędne, jednostka, głębokość itp.),
- Opisu badanej próbki,
- Parametrów laboratoryjnych (zawartość siarki, zapopielenie, wartość opałowa itp.).

Analogicznie jak w module „Parcele” obsługa systemu jest realizowana przez przeglądarkę internetową, co umożliwia wprowadzanie danych przez osoby spoza działów mierniczych (np. z laboratorium wykonującego badanie). Wprowadzone dane są następnie zatwierdzane, (z uwzględnieniem zależności struktury organizacyjnej przedsiębiorstwa), przez uprawnionych w systemie użytkowników (np. geologów). Mają oni dostęp do dokumentu w wersji elektronicznej, na podstawie którego zaewidencjonowano dane (np. skan raportu badań węgla z laboratorium).

Niezależnie od opisanych powyżej funkcjonalności system Asseco NMZ-GEO umożliwia integrację z systemami wykorzystywanymi w laboratoriach analitycznym. Dzięki takiemu rozwiązaniu możliwy jest dostęp do wyników badań prób węglowych w sposób automatyczny (bez konieczności pracochłonnego wprowadzania parametrów) a dwukierunkowa integracja ze środowiskiem CAD udostępnia informacje o próbach jakościowych bezpośrednio na mapy numeryczne. Źródłem danych dla systemu może być również mapa cyfrowa prowadzona w dziale mierniczo – geologicznym.



Rysunek 10. Ewidencja danych o próbach

3. PODSUMOWANIE

Asseco NMZ-GEO to zaawansowane technologicznie rozwiązanie informatyczne, które doskonale wpisuje się w proces ewidencji, analizy i rozliczenia zasobów geologicznych w przedsiębiorstwie górniczym.

W artykule przedstawiono niektóre możliwości wykorzystania systemu przez zakłady górnicze oraz korzyści wynikające z jego użytkowania.

Daleko idące możliwości integracji i rozbudowy systemu Asseco NMZ-GEO dają przedsiębiorcy poczucie lepszego zarządzania danymi geologicznymi i jakościowymi. Dwukierunkowa integracja z popularnymi na rynku systemami prowadzenia mapy numerycznej ułatwia wymianę danych pomiędzy mapą numeryczną a bazą danych. Dzięki temu możliwy jest szybki dostęp do informacji geologicznych, niezbędnych podczas prowadzenia działalności wydobywczej.

Prowadzone w systemie dane gwarantują mniejszy poziom niepewności informacji oraz lepszą kontrolę na każdym etapie prowadzenia gospodarki zasobowej.

Jakość oraz bezproblemowy dostęp do danych wykorzystywanych w procesie może wymiernie wpływać na wyniki finansowe zakładów górniczych.

Wykorzystanie najnowszych technologii informatycznych w zakresie ewidencji i obsługi danych geologicznych

Jan Kubanek
Asseco Poland S.A.

STRESZCZENIE: W referacie zaprezentowano możliwości systemu informatycznego Asseco NMZ-GEO, który przeznaczony jest do ewidencji danych geologicznych w przedsiębiorstwie górniczym.

Opisany system jest jednym z elementów kompleksowego rozwiązania dla przedsiębiorstw górniczych Asseco Numeryczny Model Złoża (Asseco NMZ). Asseco NMZ-GEO może pracować w autonomicznej formie bez konieczności instalacji (wdrożenia) całości rozwiązania NMZ. W referacie zaprezentowano możliwości funkcjonalne i analityczne Asseco NMZ-GEO.

SŁOWA KLUCZOWE: Asseco Poland S.A., Geologia, próby, analizy, NMZ-GEO

1. WSTĘP

System informatyczny wspierający pracę geologów Asseco NMZ-GEO to innowacyjny system autorstwa Asseco Poland S.A., służący do zarządzania informacjami o zasobach geologicznych w przedsiębiorstwie górniczym.

Asseco NMZ-GEO pozwala na scentralizowane lub rozproszone zarządzanie danymi geologicznymi w ujęcie statystycznym z uwzględnieniem informacji przechowywanych na mapie numerycznej. Dane dla użytkownika udostępniane są m.in. poprzez przeglądarkę internetową, co ma bezpośredni wpływ na prostotę obsługi oraz szybki i kompleksowy dostęp do informacji o zasobach górniczych.

Dzięki wdrożeniu systemu Asseco NMZ-GEO przedsiębiorstwo górnicze uzyskuje:

- Kompleksową informację o zasobach.
- Pełny wgląd w informację określającą parametry jakościowe zasobów.
- Możliwość dwukierunkowej wymiany danych z systemami map cyfrowych opartymi o technologię AutoDesk – AutoCad (Civil 3D, Map 3D) lub MicroStation Bentley czy BricsCAD.
- Dostęp do dotychczasowych inwestycji i infrastruktury programowej w zakresie oprogramowania CAD – źródłem danych dla systemu mogą być mapy górnicze prowadzone w środowiskach CAD (AutoCAD®, Bentley®, BricsCAD®).
- Dostęp do informacji przez przeglądarkę internetową poprzez przyjazny i prosty w obsłudze interfejs użytkownika.
- Pełną skalowalność rozwiązania umożliwiającą szybkie wdrożenie oraz dostosowania do indywidualnych potrzeb.

- Funkcjonalność umożliwiającą przekazania uzgodnionych corocznych danych statystycznych w formacie wymaganym przez Agencję Rozwoju Przemysłu.
- System, który zachowuje pełna zgodność z obowiązującym prawodawstwem.
- Dedykowany moduł analityczny umożliwiającym m.in. przygotowanie i wydruk zestawień „ad hock".
- Możliwość wymiany informacji z innymi systemami w przedsiębiorstwie z użyciem międzynarodowych standardów informatycznych opartych o metodykę zorientowaną na usługi (ang. Service-Oriented Architecture, SOA) i/lub internetowe usługi sieciowe (ang. web service).
- Zestaw predefiniowanych raportów niezbędnych do utworzenia Operatu Ewidencyjnego Zasobów.
- System, który jest zbudowany w oparciu o realne zapotrzebowanie przedsiębiorstwa górniczego.

2. OPIS ROZWIĄZANIA

System Asseco NMZ-GEO powstał w oparciu o realne zapotrzebowanie polskiego przedsiębiorstwa górniczego. Został z sukcesem wdrożony w jednym z największym przedsiębiorstw górniczych w Polsce dla struktury obejmującej wiele Zakładów Górniczych. Dzięki zastosowaniu najnowszych technologii informatycznych system jest rozwiązaniem otwartym na zmiany funkcjonalności oraz umożliwia daleko idącą integrację z rozwiązaniami informatycznymi dostępnymi na rynku (np. systemy ERP, sprzedażowe, przygotowania produkcji itp.).

System Asseco NMZ-GEO składa się z następujących modułów:

- Parcele – moduł dedykowany do pełnej obsługi parcel zasobowych.
- Próby – moduł wspierający obsługę prób geologicznych.
- Analizy – zestaw funkcjonalności umożliwiający analizę i raportowanie danych.
- Administracja – konfiguracja i zarządzanie systemem.

2.1. *Asseco NMZ-GEO moduł „Parcele"*

Asseco NMZ-GEO moduł „Parcele" posiada możliwość ewidencjonowania kartotek parcel geologicznych z uwzględnieniem informacji o:

- pokładach,
- poziomach,
- złożach,
- obszarach górniczych,
- koncesjach,
- grupach parcel,
- filarach,
- polach,
- partiach.

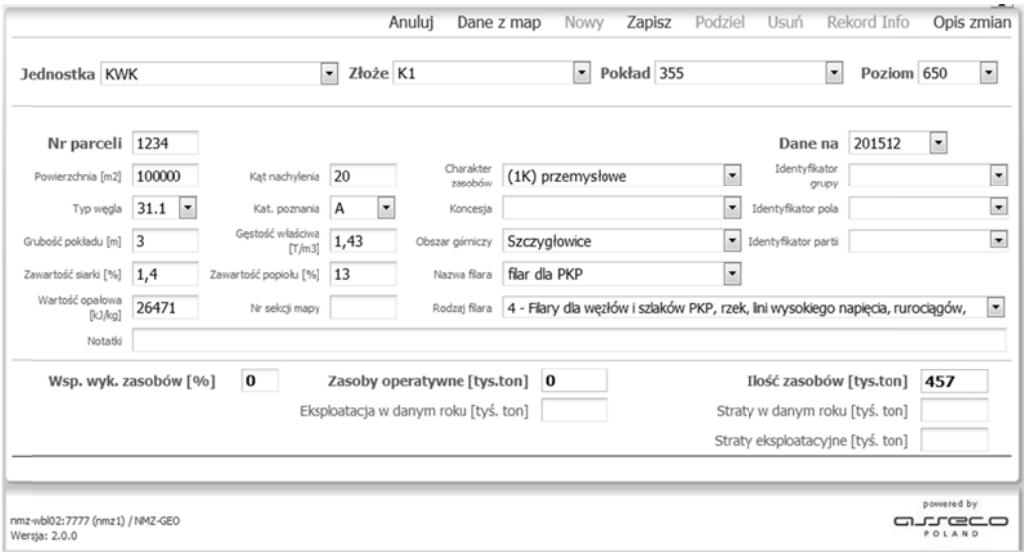
W systemie może być obsługiwana jedno lub wielozakładowa struktura również o hierarchicznej budowie. W celu uniknięcia pomyłek podczas ewidencji danych szereg informacji utrzymywanych jest w dedykowanych słownikach systemowych (lokalnych lub globalnych). Słowniki te umożliwiają odwzorowanie zależności pomiędzy atrybutami (np. nazwy filarów

użytych w złożu lub nazwy pokładów dla wybranego złoża) jak również zależności określone w strukturze organizacyjnej przedsiębiorstwa. W oparciu o dane słownikowe w systemie dostępne są listy wyboru, które zależnie od rodzaju informacji mogą mieć charakter centralny (globalny) lub lokalny.

Dane jednakowe dla całego przedsiębiorstwa górniczego takie jak: kategorie rozpoznania, charakter zasobów, typy węgla (zgodnie z PN) itp. są definiowane przez administratora systemu dla całej organizacji, jako słowniki centralne (globalne). Tak przyjęty model danych wyklucza różnicę w kluczowych atrybutach dla ewidencji parcel w całej organizacji.

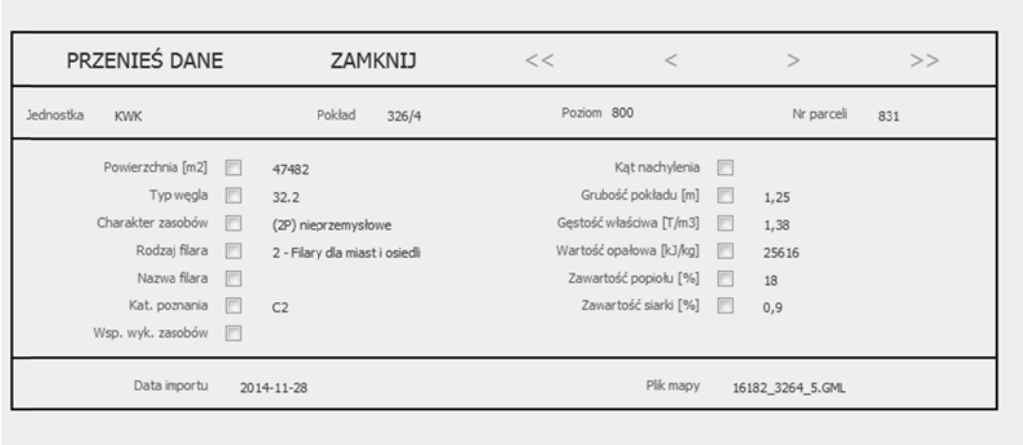
Dane specyficzne dla pojedynczego Zakładu Górniczego np. nazwy filarów, nazwy obszarów górniczych, identyfikatory pola itp., mogą być utrzymywane lokalnie przez administratora lokalnego w modelu przewidzianym dla słowników lokalnych.

Niezależnie od struktury organizacyjnej opracowany w systemie mechanizm raportowania umożliwia wykonywanie wielowymiarowych analiz (raportów), na każdym poziomie organizacyjnym zarówno jedno i jak wielozakładowego przedsiębiorstwa górniczego.



Rys. 1. Formularz obsługi parcel zasobowych

Dane do modułu „Parcele" mogą być wprowadzane w oparciu o mapy cyfrowe. W takim przypadku operator ma możliwość podjęcia decyzji, które informację należy przenieść z mapy cyfrowej do głównego okna aplikacji.



Rys. 2. Przenoszenie danych o parcelach z map cyfrowych

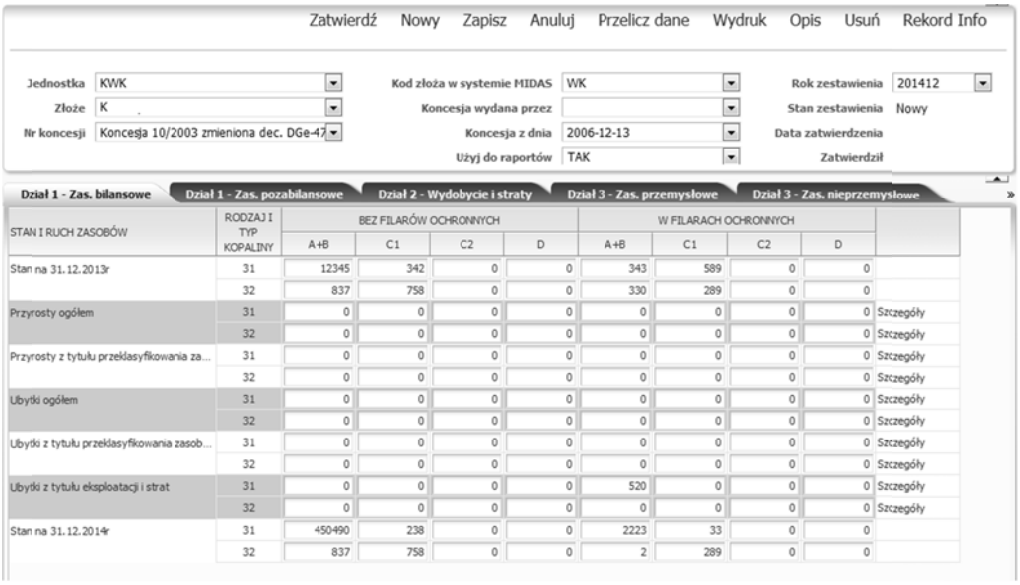
2.2. *Asseco NMZ-GEO moduł „Analizy”*

Asseco NMZ-GEO posiada własny moduł umożliwiający analizę danych praktycznie w dowolnym zakresie. Dodatkowo, zapewnia obsługę obligatoryjnego raportowania o zasobach złóż kopalin zgodnie z rozporządzeniem Ministerstwa Środowiska. W ramach modułu „Analizy” dostarczanych jest kilkanaście gotowych raportów. Wszystkie zestawienia dostępne z module analiz mogą być eksportowane do programu MS Excel lub do formatu PDF.



Rys. 3. Formularze – moduł „Analizy”

Jedną z opcji raportowania w module „Analizy” jest funkcjonalność umożliwiająca przygotowanie zestawienia wymaganego przez organy Ministra Środowiska, tj. „Z-1 Zestawienie zmian zasobów złoża”.



STAN I RUCH ZASOBÓW	RODZAJ I TYP KOPALINY	BEZ FILARÓW OCHRONNYCH				W FILARACH OCHRONNYCH				
		A+B	C1	C2	D	A+B	C1	C2	D	
Stan na 31.12.2013r	31	12345	342	0	0	343	589	0	0	
	32	837	758	0	0	330	289	0	0	
Przyrosty ogółem	31	0	0	0	0	0	0	0	0	Szczegóły
	32	0	0	0	0	0	0	0	0	Szczegóły
Przyrosty z tytułu przeklasyfikowania za...	31	0	0	0	0	0	0	0	0	Szczegóły
	32	0	0	0	0	0	0	0	0	Szczegóły
Ubytki ogółem	31	0	0	0	0	0	0	0	0	Szczegóły
	32	0	0	0	0	0	0	0	0	Szczegóły
Ubytki z tytułu przeklasyfikowania zasob...	31	0	0	0	0	0	0	0	0	Szczegóły
	32	0	0	0	0	0	0	0	0	Szczegóły
Ubytki z tytułu eksploatacji i strat	31	0	0	0	0	520	0	0	0	Szczegóły
	32	0	0	0	0	0	0	0	0	Szczegóły
Stan na 31.12.2014r	31	450490	238	0	0	2223	33	0	0	
	32	837	758	0	0	2	289	0	0	

Rys. 4. Przygotowanie danych dla zestawienia Z-1

Zestawienie tworzone jest w oparciu o zidentyfikowane zmiany na poszczególnych parcelach z uwzględnieniem okresów statystycznych zgodnie z wytycznymi określonymi przez właściwe rozporządzenia Ministerstwa Środowiska. Wszystkie wartości generowane przez system są potwierdzone przez listę pojedynczych parcel – innymi słowy, która parcela miała wpływ na wartości poszczególnych Działów (Sekcji) zestawienia.

Kwalifikator	Złoże	Pokład	Poziom	Nr parceli	Typ węgla RB	Typ węgla RP	Char. zasobów RB	Char. zasobów RP	Filar RB	Filar RP	Ilość zasobów RB	Ilość zasobów RP	Saldo zasobów (RB-RP)	Kat. poznania RB	Kat. poznania RP	Rozpoznanie	Strona	Wartość do raportu
Przyrosty ogółem(1)	1	501/3	700	741	32	32	1K	1K	Nie	Nie	621	607	14	A	B	T	PRZYROSTY	14
Przyrosty ogółem(1)	1	408/2	700	727	32	32	2K	2K	Nie	Nie	545	506	39	A	B	T	PRZYROSTY	39
Przyrosty ogółem(1)	1	408/2	880	816	32	32	2K	2K	Nie	Nie	975	104	871	C1	C1	T	PRZYROSTY	871
Przyrosty ogółem(1)	1	408/2	880	818	32	32	1K	1K	Nie	Nie	780	584	196	C1	C1	T	PRZYROSTY	196
Przyrosty ogółem(1)	1	409/1	700	711	32	32	1K	1K	Nie	Nie	2028	1899	129	C1	C1	T	PRZYROSTY	129
Przyrosty ogółem(1)	1	409/2	565	516	32	32	1K	1K	Nie	Nie	820	579	241	B	B	T	PRZYROSTY	241

Rys. 5. Lista parcel użytych w zestawieniu Z-1

Efektem działania powyższych funkcjonalności jest zestawienie Z-1 zgodne z wymaganiami.

MINISTERSTWO ŚRODOWISKA ul. Wawelska 52/54, 00-922 Warszawa

Nazwa i adres przedsiębiorcy: **Oddział** **ul.**	**Z-1 Zestawienie zmian zasobów złoża** Nazwa złoża [1)] Kopalina [2)] Za rok **2014** Kod złoża w systemie MIDAS [3)] **WK**	Adresat: 1. Właściwy organ koncesyjny 2. Państwowy Instytut Geologiczny Państwowy Instytut Badawczy ul. Rakowiecka 4, 00-975 Warszawa
Nr identyfikacyjny REGON	Nr koncesji wydana dn. przez	Przekazać w terminie do dnia15 marca 2015 r.

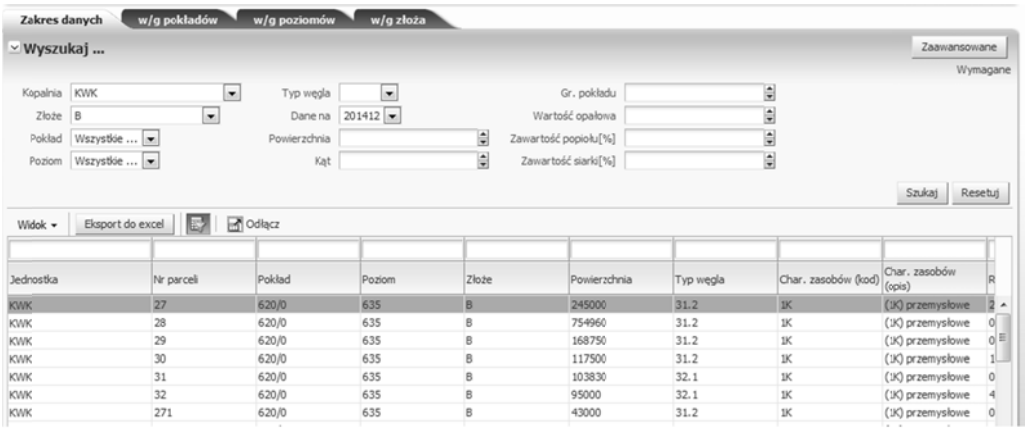
Dział 1. Zmiany zasobów geologicznych złoża [4)] [tysiące ton/tysiące m^3] [*),5)]

STAN I RUCH ZASOBÓW	RODZAJ I TYP KOPALINY		ZASOBY BILANSOWE							
			BEZ FILARÓW OCHRONNYCH				W FILARACH OCHRONNYCH			
			A+B	C1	C2	D	A+B	C1	C2	D
0	1		2	3	4	5	6	7	8	9
Stan na 31.12.2013r	1	31	10490	238	0	0	13981	589	0	0
	2	32	837	758	0	0	330	289	0	0
Przyrosty ogółem	3	31	0	0	0	0	0	0	0	0
	4	32	0	0	0	0	0	0	0	0
Przyrosty z tytułu przeklasyfikowania zasobów	5	31	0	0	0	0	0	0	0	0
	6	32	0	0	0	0	0	0	0	0
Ubytki ogółem	7	31	0	0	0	0	0	0	0	0
	8	32	0	0	0	0	0	0	0	0
Ubytki z tytułu przeklasyfikowania zasobów	9	31	0	0	0	0	0	0	0	0
	10	32	0	0	0	0	0	0	0	0
Ubytki z tytułu eksploatacji i strat	11	31	0	0	0	0	520	0	0	0
	12	32	0	0	0	0	0	0	0	0
Stan na 31.12.2014r	13	31	10490	238	0	0	13981	589	0	0
	14	32	837	758	0	0	330	289	0	0

[*)] Niepotrzebne skreślić.

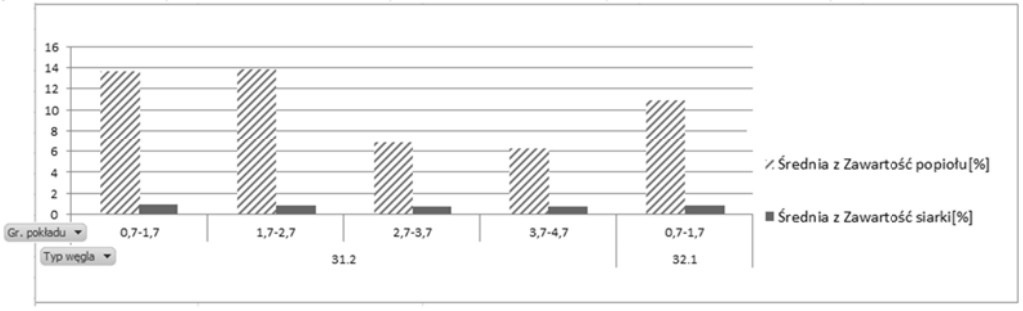
Rys. 6. Przykładowy fragment zestawienia Z-1

Moduł „Analizy” umożliwia użytkownikowi eksport wybranych danych do programu MS Excel gdzie, z użyciem np. mechanizmu tabel przestawnym można tworzyć dowolne zestawienia w zależności od potrzeb.



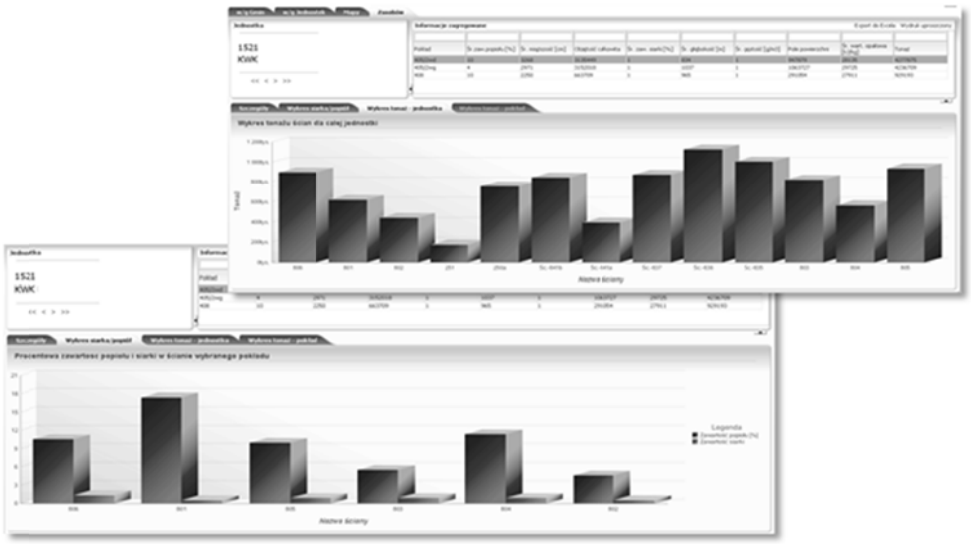
Rys. 7. Przygotowanie danych do eksportu

Typ węgla / grubość	Suma z Ilość zasobów[tyś.ton]	Średnia z Zawartość popiołu[%]	Średnia z Zawartość siarki[%]
31.2	**30762**	**10,25**	**0,80**
0,7-1,7	9885	13,72	0,92
1,7-2,7	3213	13,90	0,81
2,7-3,7	12539	6,90	0,73
3,7-4,7	5125	6,38	0,71
32.1	**5135**	**11,00**	**0,80**
0,7-1,7	5135	11,00	0,80
Suma/średnia końcowa	**35897**	**10,36**	**0,80**



Rys. 8. Przykładowe zestawienie zbudowane w oparciu o eksport danych do MS Excel

Kolejną możliwością wizualizacji wyników są predefiniowane w systemie zestawienia tabelaryczne wraz z wykresami.



Rys. 9. Wizualizacja stanu jakości zasobów w formie wykresu

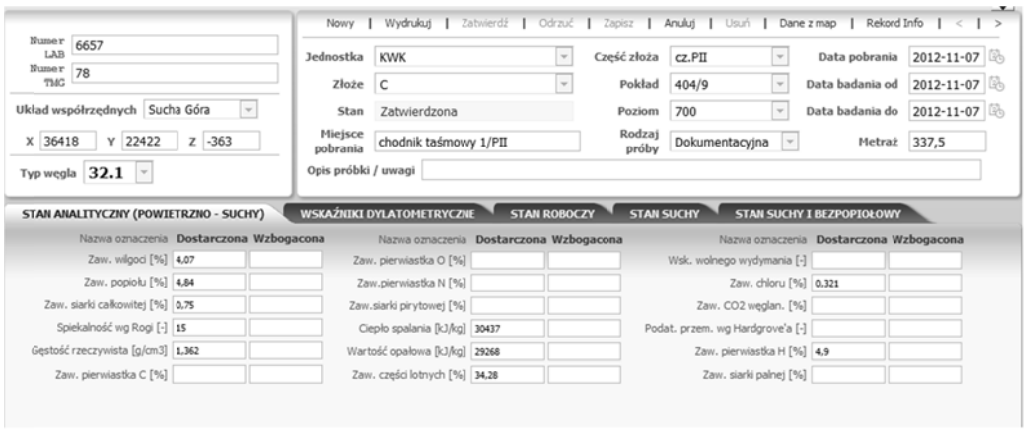
2.3. *Asseco NMZ-GEO moduł „Próby”*

Moduł „Próby” udostępnia operatorowi możliwość ewidencji kartoteki jakościowych prób węgla w zakresie:

- Lokalizacji miejsca pobrania (współrzędne, jednostka, głębokość itp.),
- Opisu badanej próbki,
- Parametrów laboratoryjnych (zawartość siarki, zapopielenie, wartość opałowa itp.).

Analogicznie jak w module „Parcele” obsługa systemu jest realizowana przez przeglądarkę internetową, co umożliwia wprowadzanie danych przez osoby spoza działów mierniczych (np. z laboratorium wykonującego badanie). Wprowadzone dane są następnie zatwierdzane, (z uwzględnieniem zależności struktury organizacyjnej przedsiębiorstwa), przez uprawnionych w systemie użytkowników (np. geologów). Mają oni dostęp do dokumentu w wersji elektronicznej, na podstawie którego zewidencjonowano dane (np. skan raportu badań węgla z laboratorium).

Niezależnie od opisanych powyżej funkcjonalności system Asseco NMZ-GEO umożliwia integrację z systemami wykorzystywanymi w laboratoriach analitycznym. Dzięki takiemu rozwiązaniu możliwy jest dostęp do wyników badań prób węglowych w sposób automatyczny (bez konieczności pracochłonnego wprowadzania parametrów) a dwukierunkowa integracja ze środowiskiem CAD udostępnia przesłanie informacje o próbach jakościowych bezpośrednio na mapy numeryczne. Źródłem danych dla systemu może być również mapa cyfrowa prowadzona w dziale mierniczo-geologicznym.



Rys. 10. Ewidencja danych o próbach

PODSUMOWANIE

Asseco NMZ-GEO to zaawansowane technologicznie rozwiązanie informatyczne, które doskonale wpisuje się w proces ewidencji, analizy i rozliczenia zasobów geologicznych w przedsiębiorstwie górniczym.

W artykule przedstawiono niektóre możliwości wykorzystania systemu przez zakłady górnicze oraz korzyści wynikające z jego użytkowania.

Daleko idące możliwości integracji i rozbudowy systemu Asseco NMZ-GEO dają przedsiębiorcy poczucie lepszego zarządzania danymi geologicznymi i jakościowymi. Dwukierunkowa integracja z popularnymi na rynku systemami prowadzenia mapy numerycznej ułatwia wymianę danych pomiędzy mapą numeryczną a bazą danych. Dzięki temu możliwy jest szybki dostęp do informacji geologicznych, niezbędnych podczas prowadzenia działalności wydobywczej.

Prowadzone w systemie dane gwarantują mniejszy poziom niepewności informacji oraz lepszą kontrolę na każdym etapie prowadzenia gospodarki zasobowej.

Jakość oraz bezproblemowy dostęp do danych wykorzystywanych w procesie może wymiernie wpływać na wyniki finansowe zakładów górniczych.

Charakterystyka pneumatycznych i hydraulicznych układów sterownia maszynami na przykładzie systemu sterowania osadzarką

Marek Kryca
Centrum Transferu Technologii EMAG

Łukasz Głowiak
Centrum Transferu Technologii EMAG

STRESZCZENIE: W artykule przedstawiono typowe aspekty techniczne związane z projektowaniem, budową i eksploatacją systemów sterowania maszyn w oparciu o układy hydrauliczne i pneumatyczne. Opisane zostały przykłady dostępnych na rynku podzespołów i sposób ich wykorzystania w dwóch alternatywnych systemach sterownia pracą osadzarki. Zaprezentowano zagadnienia związane z przygotowaniem medium roboczego, doborem parametrów technicznych elementów systemu a także aspekty związane z kompatybilnością elektromagnetyczną systemów sterowania.

SŁOWAK KLUCZOWE: Sterowanie hydrauliczne, sterowanie pneumatyczne, osadzarka

1. WSTĘP

Nowoczesne maszyny wyposażane są w pneumatyczne lub hydrauliczne elementy wykonawcze, sterowane przez programowane sterowniki z dedykowanym do danej aplikacji oprogramowaniem. Szeroka oferta dostępnych na rynku rozwiązań zarówno w zakresie hydrauliki siłowej jak i pneumatyki umożliwia realizację różnorodnych zadań, często dając projektantom możliwość wyboru rozwiązania. Przykładem takiej aplikacji jest omówiona w niniejszym artykule pulsacyjna osadzarka miałowa, której elementy wykonawcze mogą być zrealizowane zarówno jako elementy hydrauliczne jak i pneumatyczne. Różnice pomiędzy rozwiązaniami dotyczą charakterystyk poszczególnych elementów składowych, sposobu ich sterowania, a także codziennej obsługi. Bogata oferta akcesoriów do instalacji hydraulicznych i pneumatycznych pozwala na uzyskanie wymaganej funkcjonalności dla obu rozwiązań. Wybór czynnika roboczego powinien uwzględniać następujące czynniki:

- dostępność w przewidywanym miejscu instalacji;
- bezpieczeństwo użytkowania;
- wpływ na otoczenie;
- wrażliwość na wpływy środowiska użytkowania;
- łatwość montażu i serwisowania;
- cena elementów i koszty energii;
- uzyskiwane prędkości i przyśpieszenia;
- łatwość regulacji;
- przeciążalność.

2. ELEMENTY SKŁADOWE UKLADÓW STEROWANIA

Struktura systemów pneumatycznych i hydraulicznych jest do siebie zbliżona. Podstawowym podsystemem jest stacja przygotowania medium roboczego związana z wytworzeniem odpowiedniego ciśnienia, zapewnieniem parametrów jakościowych medium i rozprowadzeniem go po obiekcie. Drugim podsystemem są elementy wykonawcze, zawory rozdzielające i elementy przetwarzania informacji.

2.1. Stacja przygotowania medium roboczego

Przygotowanie powietrza roboczego wymaga zastosowania filtru wstępnego w czerpni powietrza, sprężarki napędzanej najczęściej silnikiem elektrycznym, separatora wilgoci, osuszacza oraz filtru lub zespołu filtrów końcowych. Często możliwe jest podłączenie się do dostępnej na kopalni instalacji sprężonego powietrza, instalując jedynie niewielkich rozmiarów stację uzdatniania powietrza. Stacja taka składa się z zaworu odcinającego, filtru wstępnego, zaworu redukcyjno-stabilizacyjnego, filtru końcowego i osuszacza. W wersji rozbudowanej może być dołączany zawór wolnego startu, szybkiego odpowietrzania, czujnik ciśnienia, przepływomierz, a w przypadkach, gdy jest wymagane olejenie powietrza-smarownica. Zespół przygotowania powietrza wymaga systematycznej konserwacji polegającej na kontroli poziomu kondensatu (w układach bez automatycznego spustu), wymianie wkładów filtracyjnych i ewentualnym uzupełnianiu oleju w smarownicy. Wszystkie elementy stacji charakteryzują się wewnętrznym oporem przepływu, powodując spadek ciśnienia wyjściowego, który jest uzależniony od natężenia przepływu powietrza. W przypadku bardziej rozbudowanych instalacji stosuje się lokalne stacje uzdatniania powietrza montowane w pobliżu układów wykonawczych. Podobnie postępuje się, gdy część odbiorników wymaga powietrza smarowanego, a część jedynie osuszonego. Elementy stacji dostarczane są w postaci modułów, które użytkownik może skonfigurować w zależności od potrzeb. Przykładowe rozwiązania przedstawiono na rysunku 1.



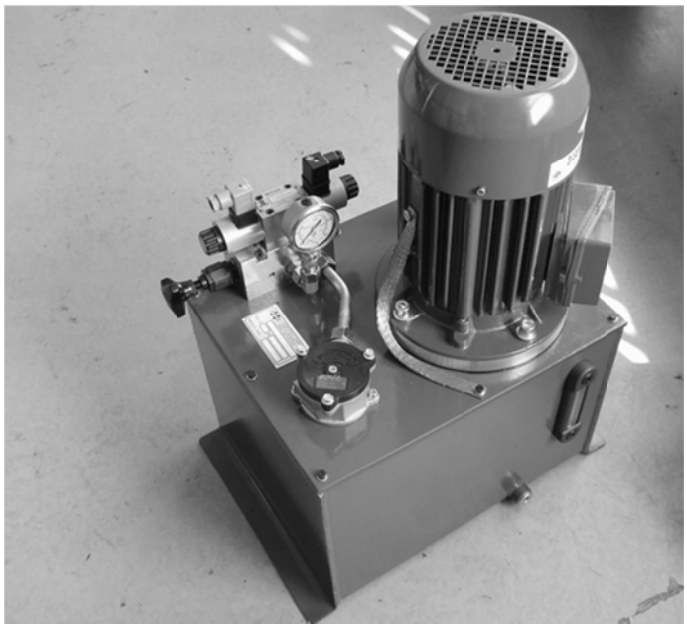
Rys. 1. Przykładowe realizacje stacji przygotowania powietrza
Fig. 1. Examples of air treatment units

Wymagane parametry powietrza dla układu osadzarki to:
- ciśnienie robocze 5-8 bar,
- przepływ 0,5-1,5 m^3/min,
- klasa jakości powietrza - 3.

Klasa 3 czystości sprężonego powietrza definiuje górne granice zawartości cząstek stałych wody i oleju na poziomie:
- maksymalna wielkość cząstek stałych 5 μm,
- maksymalna koncentracja cząstek stałych 5 mg/m^3,
- maksymalna wartość ciśnieniowego punktu rosy -20°C,
- maksymalna koncentracja oleju 5 mg/m^3.

Stacje hydrauliczne dostarczają medium robocze o znacznie wyższym ciśnieniu, dzięki czemu możliwe jest uzyskanie znacząco większych sił stosując mniejsze powierzchnie tłoków siłowników. Olej roboczy pracuje w obiegu zamkniętym, więc konieczne jest stosowanie dodatkowych przewodów zapewniających spływ medium do stacji. Oprócz monitorowania ciśnienia roboczego konieczna jest kontrola temperatury oleju zależnej między innymi od obciążenia. Podobnie jak w przypadku instalacji pneumatycznych, w punktach gdzie występują impulsowe znaczne pobory medium, konieczne jest stosowanie zbiorników buforowych. Typowe parametry stacji stosowanej w przypadku sterowania hydraulicznego osadzarką to:
- ciśnienie 25-60 bar,
- przepływ 20-50 l/min,
- moc 3 do 7 kW.

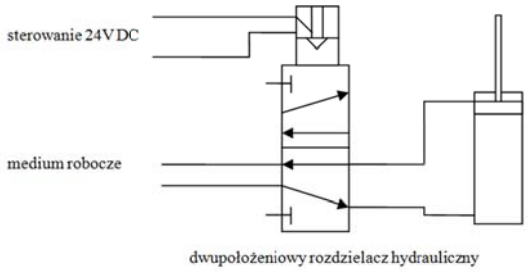
Przykład stacji hydraulicznej zasilającej układ sterowania osadzarki pokazano na rysunku 2.



Rys. 2. Przykładowa realizacja stacji hydraulicznej osadzarki
Fig. 2. Examples of hydraulic power pack

2.2. Elementy napędowe

Podstawowym elementem napędowym jest siłownik dwustronnego działania, w którym siła pochodząca od sprężonego oleju lub powietrza przekształcana jest na energię mechaniczną ruchu posuwisto-zwrotnego lub obrotowego. Siłowniki dwustronnego działania mogą wykonywać pracę zarówno w ruchu roboczym jak i powrotnym. Schemat sterowania siłownikiem dwustronnego działania za pomocą zaworu pięciodrożnego dwupołożeniowego przedstawia rysunek 3.

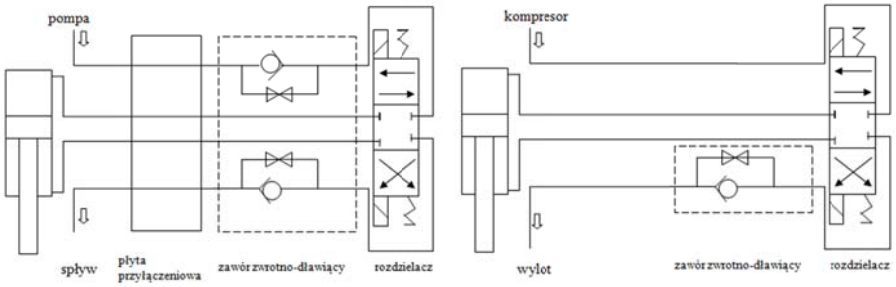


Rys. 3. Schemat sterowania siłownika dwustronnego działania
Fig. 3. The diagram of a control system for double-acting cylinder

W siłowniku jednostronnego działania sprężone powietrze lub olej oddziałuje tylko z jednej strony tłoka wykonując pracę w jednym kierunku. Ruch powrotny jest wynikiem oddziaływania sprężyny. Dla uniknięcia uderzeń tłoka w pokrywy przy dojściu do krańcowych położeń stosuje się amortyzację ruchu tłoka. Pozwala to na uniknięcie uszkodzeń i znaczące zwiększenie trwałości siłownika. Amortyzacja w krańcowych położeniach tłoka może być stała lub nastawialna. Parametr ten ma istotne znaczenia w przypadkach gdy wymagana jest duża prędkość działania przy zachowaniu precyzji. Przykładem mogą być zawory pulsacyjne osadzarki pracujące z częstotliwością około 1 Hz, których czas otwarcia jest regulowany z dokładnością 10 ms. Z osiąganiem dużych prędkości przez siłownik pneumatyczny zaworu wiąże się konieczność wyhamowania tej prędkości w krańcowych położeniach. Powszechnie stosowany sposób amortyzacji powoduje duże różnice między elektrycznym sygnałem sterującym, a faktycznie wykonywanym przez siłownik ruchem [1]. Prowadzi to w krańcowych sytuacjach spotykanych w praktyce przemysłowej do utraty panowania nad wymaganym ruchem siłownika zaworu (np. może następować brak całkowitego zamknięcia się zaworu). Zastosowanie siłowników hydraulicznych odpowiedniej konstrukcji pozwala uniknąć tej niedogodności siłowników pneumatycznych. Działanie siłowników wyposażonych w bezdotykową sygnalizację położenia tłoka może być kontrolowane przez zewnętrzny układ sterujący i w przypadku nieprawidłowości można korygować sygnał sterujący. W najnowszych rozwiązaniach siłowników pneumatycznych stosowana jest amortyzacja pneumatyczna, która nie wymaga nastawiania[2]. Dzięki odpowiedniej konstrukcji tulei tłumiącej z kanałami o specjalnym kształcie, dochodzenie do skrajnych położeń jest tłumione w jednakowym, optymalnym stopniu niezależnie od prędkości i obciążenia. Niedogodnością hydraulicznego napędu zaworów pulsacyjnych jest większe niż dla napędu pneumatycznego przesunięcie fazowe między sygnałem sterującym, a wykonywanym ruchem zaworu wynikające z większego opóźnienia występującego w rozdzielaczu hydraulicznym niż w przypadku rozdzielacza pneumatycznego oraz większa wrażliwość siłownika hy-

draulicznego na przecieki spowodowane nieprawidłowym działaniem uszczelnień. Ta wrażliwość ma także pozytywne strony, gdyż nieprawidłowe działanie uszczelnień jest wykrywane szybciej.

Doprowadzenie sprężonego powietrza lub oleju nad lub pod tłok siłownika jest realizowane za pomocą zaworów rozdzielających. Regulacja prędkości działania siłownika odbywa się poprzez zastosowanie zaworów dławiąco-zwrotnych i regulację oporu przepływu. Rozwiązanie powyższe stosuje się w osadzarkach do sterowania zaworami pulsacyjnymi. Regulacja stopnia otwarcia szczeliny wypustowej nie wymaga dużej szybkości przełączania. Stosuje się siłowniki dwustronnego działania sterowane zaworami rozdzielającymi czterodrożnymi trójpołożeniowymi. Położenie środkowe zaworu charakteryzuje się tym, że oba przyłącza są zamknięte. Przykładowy schemat instalacji hydraulicznej i pneumatycznej pokazano na rysunku 4.



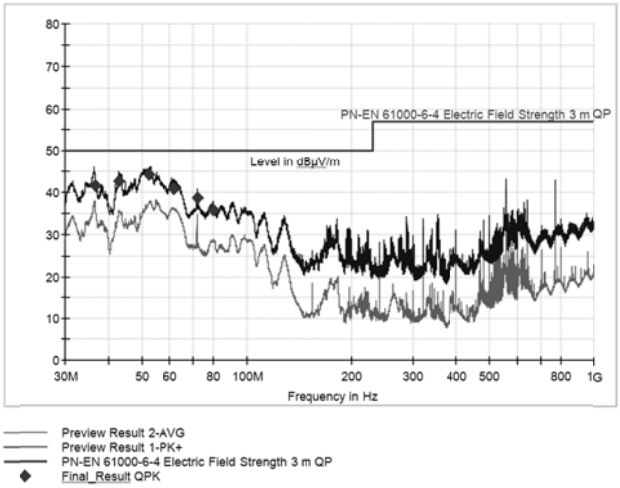
Rys. 4. Schemat sterowania hydraulicznego i pneumatycznego siłownika otwarcia szczeliny wypustowej osadzarki
Fig. 4. The diagram the control system for a hydraulic and pneumatic cylinder of a jig discharge gate

Pneumatyczne elementy sterujące są bardzo wymagające pod względem jakości powietrza – nawet niewielkie ilości zanieczyszczeń mogą blokować wewnętrzny przepływ powietrza obniżając sprawność działania całej instalacji. Dobrze zaprojektowana stacja przygotowania powietrza nie jest wystarczającym gwarantem długiego i bezawaryjnego działania instalacji. Istotny wkład ma stan techniczny przewodów pneumatycznych rozprowadzających medium po obiekcie. W przypadku stosowania metalowych kolektorów w instalacji mogą pojawić się zanieczyszczenia powodujące problemy w działaniu rozdzielaczy.

3. PROJEKTOWANIE UKŁADÓW ELEKTRONICZNYCH DO WSPÓŁPRACY Z HYDRAULIKĄ I PNEUMATYKĄ

Obwody sterowania elektrozaworami w układach hydraulicznych i pneumatycznych wymagają zastosowania specjalistycznych rozwiązań, umożliwiających zamianę słabych cyfrowych sygnałów wyjściowych z mikrokontrolerów na sygnały mocy. Zadanie włączenia lub wyłączenia obciążenia indukcyjnego, pojemnościowego lub rezystancyjnego nie oznacza jedynie konieczności właściwego doboru tranzystora typu MOSFET, IGBT lub tyrystora. Konieczne jest zastosowanie elementów zabezpieczających przed przeciążeniami, zwarciem wyjścia, czy też zabezpieczeń termicznych i przepięciowych. Do celów diagnostycznych przydatne mogą być sygnały informujące o braku obciążenia pomimo wysterowania wyjścia. Duże znaczenie dla niezawodności pracy sterownika ma właściwie zaprojektowana ochrona przed stanami nieustalo-

nymi wynikającymi z indukcyjnego lub pojemnościowego charakteru obciążenia. W przypadku układów sterujących rozdzielaczami elektrohydraulicznymi i elektropneumatycznymi, posiadającymi charakter indukcyjny, problemem jest rozładowanie energii magnetycznej zgromadzonej w cewce a wyzwalanej w postaci przepięcia po rozłączeniu prądu pobudzającego. Zarówno załączanie jak i wyłączanie prądu w obwodach elektrycznych skutkuje emitowaniem promieniowania elektromagnetycznego mogącego zakłócić pracę znajdujących się w pobliżu urządzeń. Zakłócenia te są wprost proporcjonalne do amplitudy prądów, częstotliwości zmian i szybkości narastania. Cewki elektrozaworów wymagających dużej mocy są sterowane zazwyczaj w sposób zapewniający oszczędność energii, polegający na podaniu stałego sygnału sterującego do momentu przełączenia zaworu, a następnie wysterowaniu cewki falą prostokątną utrzymującą zawór w wymaganej pozycji. Rozwiązanie takie znacząco zwiększa emisję zakłóceń elektromagnetycznych. Sposób sterownia odbiornikiem może być zrealizowany poprzez podanie napięcia zasilającego na cewkę, której drugi koniec jest na stałe połączony z masą (ang. *high-side*), lub podłączanie masy do zasilonej na stałe cewki (ang. *low-side*). Rozwiązanie pierwsze jest rzadziej praktykowane ze względów niezawodnościowych, chociaż jest prostsze w realizacji. Odrębnym zagadnieniem jest konieczność dostosowania poziomów elektrycznych sygnałów sterujących i zapewnienie izolacji galwanicznej pomiędzy obwodami mocy a mikrokontrolerem. W przypadku gdy możliwe jest jednoczesne załączenie wielu cewek jednocześnie, oprogramowanie sterujące musi uwzględnić przesunięcia pomiędzy kolejnymi wyjściami minimalizując w ten sposób udar prądowy układu zasilającego. Dopuszczalne poziomy emitowanych zakłóceń w środowisku przemysłowym są określone normami, a przykładowo dla urządzeń sterujących jest to norma PN-EN 61326-1:2013-06 „Wyposażenie elektryczne do pomiarów, sterowania i użytku w laboratoriach. Wymagania dotyczące kompatybilności elektromagnetycznej (EMC)". Przykładowe wyniki pomiarów wraz z zaznaczoną wartością graniczną przedstawiono na rysunku 5.

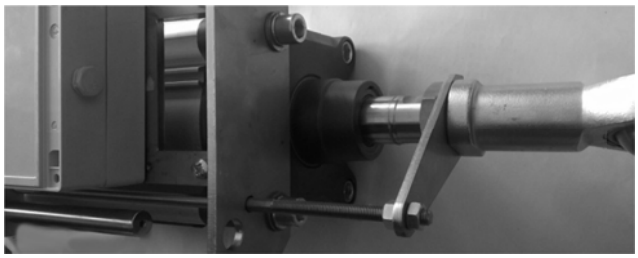


Rys. 5. Wyniki pomiarów emisji zakłóceń elektromagnetycznych
Figure 5. Measurements results of electromagnetic disturbances emission

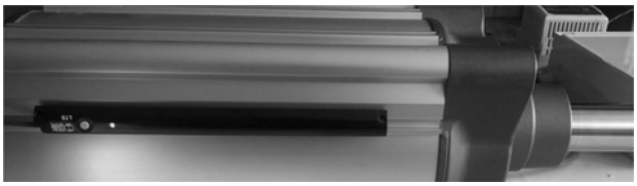
Poprawnie zaprojektowana końcówka mocy sterownika umożliwia skuteczne monitorowanie działania elementów wykonawczych. Możliwe jest wykrycie takich uszkodzeń jak zerwa-

nie lub zwarcie kabla sterującego, uszkodzenie cewki czy duża rezystancja styku w złączu. Automatyczne wykrycie uszkodzenia przez sterownik pozwala na przesłanie precyzyjnej informacji do osoby nadzorującej działanie urządzenia lub systemu. Zastosowanie specjalizowanych układów scalonych zapewnia dużą niezawodność takich rozwiązań. W przypadku gdy dostępne są sygnały analogowe związane z aktualnym poborem prądu czy też temperaturą układu sterującego, możliwe jest działanie wyprzedzające, minimalizujące skutki potencjalnej awarii.

Pozycjonowanie napędów hydraulicznych i pneumatycznych znajduje zastosowanie tam, gdzie napędy te regulują w sposób analogowy parametry obiektowe poprzez np. zmianę położenia klap, przepustnic czy wysięgników. Zagadnienie pozycjonowania dotyczy zarówno napędów liniowych jak i obrotowych. Zasada działania pozycjonerów sprowadza się do porównywania wartości zadanej położenia napędu z wartością zmierzoną i takim sterowaniu elektrozaworami, aby położenie zadane zostało osiągnięte w jak najkrótszym czasie, bez przeregulowań i było stabilnie utrzymywane niezależnie od obciążenia siłownika. Słabe sygnały pomiarowe wymagają często specjalnych zbiegów programistycznych zapewniających uzyskanie stabilnej informacji o położeniu siłownika[3]. Kluczowym elementem jest czujnik położenia. Stosowane są rozwiązania oparte o mechaniczne przełożenie ruchu tłoczyska na potencjometr (rys. 6), zastosowanie elementów magnetycznych (rys. 7) lub różnicowych, transformatorowych czujników przemieszczenia (rys. 8).



Rys. 6. Pozycjoner z mechanicznym sprzężeniem tłoczyska z czujnikiem rezystancyjnym
Fig. 6. The positioner with mechanically connected resistive displacement encoder



Rys. 7. Pozycjoner z magnetycznym czujnikiem przemieszczenia tłoczyska
Fig. 7. The positioner with magnetic displacement encoder



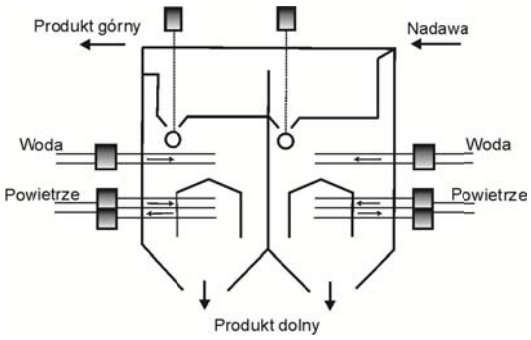
Rys. 8. Transformatorowo-różnicowy czujnik przemieszczenia typu LVDT
Fig. 8. Linear variable differential transformer

Potencjometry stosowane w takich rozwiązaniach wykonane są w obudowie ze stali nierdzewnej, posiadają stopień ochrony IP68 i mogą pracować w szerokim zakresie temperatur od -30°C do +100°C. Zakres ruchu tłoczyska, który może być monitorowany to 50-1000 mm, a gwarantowana trwałość to $100x10^6$ cykli. Działanie czujnika ze sprzężeniem magnetycznym wykorzystuje pole magnetyczne wytwarzane przez magnesy zabudowane w tłoku siłownika. Wymagana do poprawnego działania indukcja magnetyczna to 4÷30 mT. Czujnik posiada stopień ochrony IP67, przeznaczony jest do pracy w temperaturach od -20°C do +70°C. Prądowy sygnał wyjściowy umożliwia wpięcie go do standardowego wejścia pomiarowego sterownika. Podstawowym elementem czujnika LVDT jest transformator różnicowy, którego uzwojenie pierwotne zasilane jest napięciem przemiennym. W dwóch uzwojeniach wtórnych symetrycznie nawiniętych względem uzwojenia pierwotnego indukują się napięcia o amplitudzie zależnej od położenie ruchomego rdzenia magnetycznego. Przesunięcie rdzenia powoduje wygenerowanie napięcia proporcjonalnego do wielkości przesunięcia. Ponieważ rdzeń nie ma żadnego połączenia mechanicznego z cewką transformatora, elementy te nie ulegają zużyciu. Brak tarcia umożliwia długotrwałą, precyzyjną pracę. Tak skonstruowany przetwornik nie posiada histerezy. Ponieważ nie występuje żadne mechaniczne obciążenie w pracy przetwornika, jego wytrzymałość, niezawodność i powtarzalność jest bardzo wysoka. Niedogodnością tego typu układów jest konieczność stosowania specjalistycznych rozwiązań w zakresie elektroniki.

Dostępne na rynku dedykowane sterowniki pozycjonujące realizują algorytmy odpowiedniego sterowania elektrozaworami i stabilizacji położenia napędów, przy jednoczesnym monitorowaniu parametrów elektrycznych elementów wykonawczych. Sygnały wyjściowe (wartość zmierzona, sygnalizacja uszkodzeń) i wejściowe (wartość zadana położenia) są oferowane zarówno w postaci analogowej jako sygnał prądowy 4-20 mA, jak i cyfrowej poprzez łącze komunikacyjne do sterownika nadrzędnego.

4. PRZYKŁADOWA APLIKACJA SYSTEMU STEROWANIA OSADZARKĄ

Przykładem umożliwiającym realizację systemu sterowania zarówno z wykorzystaniem układów hydraulicznych jak i pneumatycznych jest osadzarka. Działanie tego wzbogacalnika opiera się o grawitacyjne rozwarstwianie nadawy w środowisku wodnym, poprzez wykonywanie cyklicznych podrzutów zgromadzonego w maszynie materiału. Siłowniki są zastosowane w kilku punktach maszyny. Uzyskanie pulsacji jest możliwe dzięki cyklicznemu otwieraniu zaworów talerzowych sterujących przepływem powietrza roboczego. Wymagania dotyczące regulacji związane są z precyzyjnym doborem czasu otwarcia zaworu wlotowego i wylotowego z dokładnością rzędu 10 milisekund. Niezmiernie istotnym elementem osadzarki jest układ odbioru frakcji ciężkiej, który jest wykonany w postaci szczeliny upustowej o regulowanym stopniu otwarcia. Pozycjonowane napędy liniowe są odpowiedzialne za utrzymanie właściwego stopnia otwarcia, zależnego od ogólnych warunków pracy osadzarki i wyliczanego przez sterownik główny wzbogacalnika. Wymagania związane z dynamiką działania siłowników układów odbioru nie są krytyczne. Często instalacje technologiczne osadzarek są wyposażone w dodatkowe układy regulacji mediów, w których stosowane są napędy pozycjonowane. Przykładem mogą być przepustnice wody dolnej czy układy stabilizacji ciśnienia roboczego. Aby wykazać podobieństwa i różnice pomiędzy instalacjami pneumatycznymi i hydraulicznymi posłużono się przykładem najprostszej osadzarki jednokorytowej, dwuprzedziałowej, dla której oprócz sterowania zaworami talerzowymi regulowany jest jedynie stopień otwarcia wypustu produktu dolnego i przepływ wody dolnej. Schemat poglądowy osadzarki z zaznaczonymi elementami pneumatyczno/hydraulicznymi przedstawiono na rysunku 9.



Rys. 9. Przykładowa system sterowania pracą osadzarki
Fig. 9. An example of jig control system

Do poprawnego działania wymagana jest instalacja zawierająca dwa napędy pozycjonowane otwierające szczelinę upustową produktu dolnego, dwie pozycjonowane przepustnice na rurociągu dostarczającym wodę dolną oraz dwa komplety siłowników sterujących pracą zaworów talerzowych wlotu i wylotu powietrza roboczego. Stosowane akcesoria instalacyjne są specyficzne dla danej technologii. Przewody powietrzne są tanie, łatwe w montażu i nie wymagają specjalizowanych narzędzi montażowych, ale są bardzo podatne na uszkodzenia zwłaszcza, gdy w pobliżu prowadzone są prace spawalnicze. Wytopione niewielkie otwory w rurkach polietylenowych są trudne do zlokalizowania przy dużym poziomie hałasu lub w czasie, gdy brak jest ciśnienia sterującego. Wycieki z instalacji hydraulicznej są łatwe do zlokalizowania. Siłowniki pneumatyczne pracujące z dużą częstością przełączeń wymagają olejonego powietrza. Działanie to znacząco zwiększa ich trwałość i pozwala na utrzymanie wymaganych parametrów dynamicznych. Siłowniki otwierające szczelinę upustową pracują zazwyczaj bez smarowania. Siłowniki hydrauliczne nie wymagają stosowania smarownic. Istnieją również rozwiązania mieszane polegające na zastosowaniu elementów pneumatycznych do sterowania pulsacyjnych zaworów talerzowych i elementów hydraulicznych do sterowania odbiorem produktów ciężkich[4].

WNIOSKI

Osadzarka jest maszyną, która do poprawnej pracy wymaga kilku mediów:

- woda robocza, w której zachodzi proces wzbogacania węgla;
- powietrze robocze, którego przepływ jest sterowany zaworami pulsacyjnymi i odpowiada za cykliczne podrzuty materiału;
- powietrze sterujące lub olej przeznaczony do napędu urządzeń wykonawczych.

Odpowiednie ich kontrolowanie jest możliwe zarówno poprzez systemy hydrauliczne jak i pneumatyczne. Urządzenia programowane realizujące algorytmy sterowania dla układów hydraulicznych i pneumatycznych są zbliżone, a różnice wynikają jedynie z konieczności dostosowania się do określonych sygnałów elektrycznych dostarczanych przez urządzenia pomiarowe i wygenerowania sygnałów specyficznych dla urządzeń wykonawczych. Różnice występują w zakresie konserwacji i utrzymania ruchu systemów pneumatycznych i hydraulicznych, co oznacza, że wymagane są odpowiednie przeszkolenia i narzędzia dla służb serwisowych użytkownika.

LITERATURA

[1] Bartoniek W., Blaschke W., Głowiak S., Śmiejek Z. 2006: Polish Jig-Technological Potentiality. XV International Coal Preparation Congress and Exhibition, China University of Mining and Technology, Press Pekin 2006, pp. 321-331.
[2] Węsierski Ł. 2015: Pneumatyka, elementy i układy. Uniwersytet Rzeszowski, Katedra Mechatroniki i Automatyki, ISBN 978-83-63151-22-5.
[3] Kryca M., Kozłowski A. 2013: Software solutions used in industrial measurement devices to facilitate meeting the requirements of the EMC directive. Pomiary, Automatyka, Robotyka nr 2/2013.
[4] Osoba M. 2008: Nowe osadzarki wodne pulsacyjne KOMAG w instalacjach do przeróbki węgla kamiennego i kruszyw mineralnych. Maszyny Górnicze, nr 1/2008.

The Characteristics of Pneumatic and Hydraulic Machinery Control Systems through Example of a Jig Control System

The paper shows the typical technical aspects related to the design, construction and operation of machinery control systems based on hydraulic and pneumatic systems. Examples of commercially available components and their use in two alternative jig control systems were described. The issues related to preparing the compressed medium, the selection of technical characteristics of system components and aspects related to electromagnetic compatibility of the control systems were discussed.

Wymagania psychologiczne dla osób zatrudnionych w ruchu zakładów górniczych

XXV Szkoła Eksploatacji Podziemnej

Podlegający Ministerstwu Pracy Krajowy Urząd Pracy wydał aktualizowany „Przewodnik po zawodach”.
Jest to siedmiotomowa (blisko 400-tu stronicowa) pozycja, zawierająca szczegółowe charakterystyki wszystkich zawodów.
Każda charakterystyka zawiera, między innymi, opis zadań i czynności roboczych, opis środowiska pracy, wymagania psychologiczne, fizyczne i zdrowotne.

Wymagania psychologiczne dla wykonywania zawodu górnika

Wymagania psychologiczne do wykonywania zawodu górnika

- umiejętność współpracy w grupie roboczej



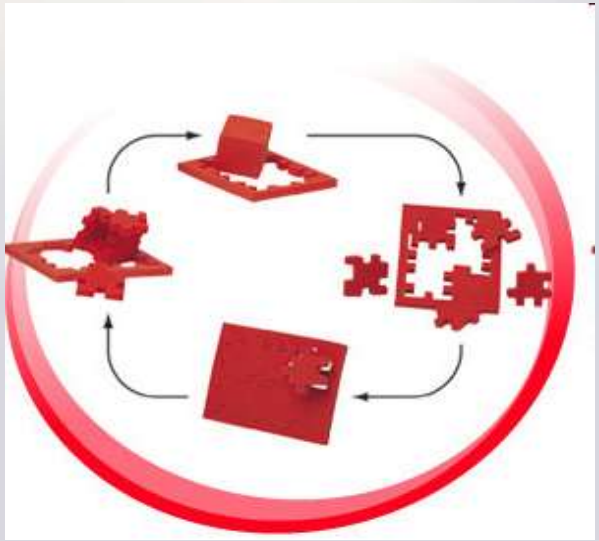
Wymagania psychologiczne do wykonywania zawodu górnika

- Umiejętność podporządkowania się przepisom, procedurom i instrukcjom



Wymagania psychologiczne do wykonywania zawodu górnika

- zdolność koncentracji uwagi



Wymagania psychologiczne do wykonywania zawodu górnika

– podzielność uwagi



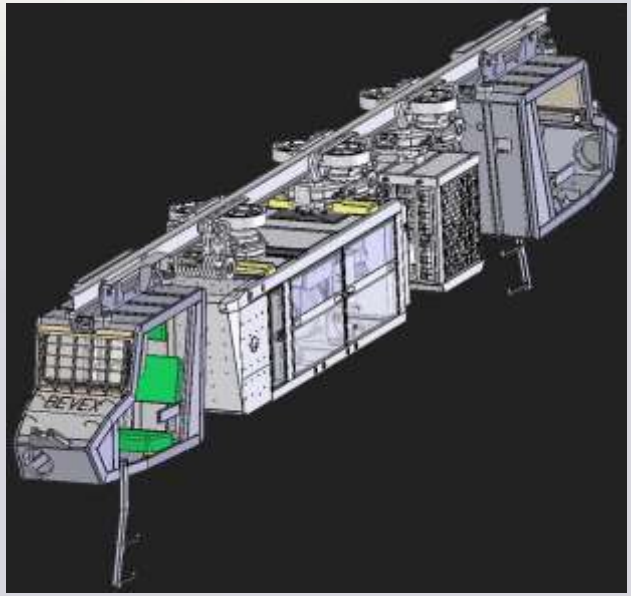
Wymagania psychologiczne do wykonywania zawodu górnika

- spostrzegawczość



Wymagania psychologiczne do wykonywania zawodu górnika

- zdolności
  i zainteresowania
  techniczne



Wymagania psychologiczne do wykonywania zawodu górnika

- odporność emocjonalna



Wymagania psychologiczne do wykonywania zawodu górnika

- wytrzymałość na wysiłek oraz wyczerpanie fizyczne

  i psychiczne



Wymagania psychologiczne do pracy w roli osoby dozoru

Wymagania psychologiczne do pracy w roli osoby dozoru

CECHY PSYCHICZNE
- NA KTÓRE NIE MAMY WPŁYWU

- Uzdolnienia techniczne
- Uzdolnienia rachunkowe
- Zdolności kierownicze

Wymagania psychologiczne do pracy w roli osoby dozoru

CECHY PSYCHICZNE - NA KTÓRE MAMY WPŁYW

- Zdolność koncentracji
- Podzielność uwagi
- Łatwość wypowiadania się

Wymagania psychologiczne do pracy w roli osoby dozoru

UMIEJĘTNOŚCI
- W RELACJI ZE SOBĄ

- umiejętność szybkiego podejmowania trafnych decyzji
- zainteresowanie na bieżąco problemami technicznymi
- dokształcanie się w zakresie wybranych dziedzin nauki

Wymagania psychologiczne do pracy w roli osoby dozoru

UMIEJĘTNOŚCI - W RELACJI Z INNYMI

- umiejętności postępowania z pracownikami
- umiejętność podporządkowania się zwierzchnikom
- umiejętność współdziałania w zespole
- umiejętność wykonywania obowiązków wg ściśle określonych przepisów, reguł i procedur

Co mogę robić, żeby wyżej wymienione cechy w sobie pielęgnować?



Ćwiczenia wspierające rozwój wymienionych cech i umiejętności:

- „200 - 0 - 200”
- „3 x STOP”
- Szybka relaksacja

Wymagania psychologiczne dla osób zatrudnionych w ruchu zakładów górniczych

Krzysztof Kruszyński
KW S.A. KWK „Halemba-Wirek”

STRESZCZENIE: Autor wystąpienia jest z zawodu psychologiem. Od dwunastu lat pracuje w kopalni węgla kamiennego. Zainteresowany głównie wspieraniem bezpieczeństwa, realizuje zadania związane z nadzorowaniem adaptacji zawodowej pracowników nowo przyjmowanych do pracy pod ziemią. W swojej pracy wykorzystuje psychologiczne kryteria doboru kadr oparte na wymaganiach zawartych w wydanym przez Krajowy Urząd Pracy „Przewodniku po zawodach”. Kryteria te, po ich uświadomieniu, mogą służyć również do wyznaczania kierunków rozwoju pracowników.

SŁOWA KLUCZOWE: Psychologia, wymagania psychologiczne, adaptacja zawodowa

Podlegający Ministerstwu Pracy, Krajowy Urząd Pracy wydał aktualizowany „Przewodnik po zawodach”. Jest to siedmiotomowa, blisko czterystostronicowa, pozycja, zawierająca szczegółowe charakterystyki wszystkich zawodów. Każda charakterystyka zawiera, między innymi, opis zadań i czynności roboczych, opis środowiska pracy, wymagania psychologiczne, fizyczne i zdrowotne.

Z racji zawodu oraz wieloletniego doświadczenia pracy w kopalni, proponuję skupienie na zawartych w „Przewodniku” wymaganiach psychologicznych, bowiem w przeciwieństwie do wymagań fizycznych i zdrowotnych, nie są one łatwe do szybkiej i jednoznacznej weryfikacji.

Wymagania psychologiczne dla wykonywania zawodu górnika są następujące:

- Umiejętność współpracy w grupie roboczej.
- Umiejętność podporządkowania się przepisom, procedurom i instrukcjom.
- Zdolność koncentracji uwagi.
- Podzielność uwagi.
- Spostrzegawczość.
- Zdolności i zainteresowania techniczne.
- Odporność emocjonalna.
- Wytrzymałość na wysiłek oraz wyczerpanie fizyczne i psychiczne.

Wymagania psychologiczne dla pracy w dozorze zostały określone w następujący sposób:

- Cechy psychiczne, na których wystąpienie nie mamy wpływu ale, gdy je posiadamy, to możemy je rozwijać – uzdolnienia techniczne, rachunkowe, zdolności kierownicze.
- Cechy psychiczne, na których poziom mamy wpływ – zdolność koncentracji, podzielność uwagi, łatwość wypowiadania się.

- Umiejętności (relacja ze sobą samym) – umiejętność szybkiego podejmowania trafnych decyzji, zainteresowanie na bieżąco problemami technicznymi, dokształcanie się w zakresie wybranych dziedzin nauki.
- Umiejętności w relacji z innymi: umiejętności właściwego postępowania z pracownikami, umiejętność podporządkowania się zwierzchnikom, umiejętność współdziałania w zespole, umiejętność wykonywania obowiązków według ściśle określonych przepisów, reguł i procedur.

Powyższe listy cech pracowników mogą być narzędziem pomocnym w określeniu stopnia przydatności do pracy w kopalni. Zebranie informacji na ten temat wymaga współpracy ze strony, zarówno koordynatorów procesu adaptacji w działach, sztygara oddziałowego jak i przodowych – opiekunów osób nowo przyjętych. Prawidłowa psychologiczna analiza cech poszczególnych pracowników nowo zatrudnianych, opiera się nie tylko na osobistym kontakcie psychologa zakładowego z tymi pracownikami, ale również na informacjach pozyskiwanych od osób pracujących z nimi na co dzień. Aby informacje te dotyczyły cech istotnych, konieczny jest, niemal codzienny, roboczy kontakt psychologa z osobami prowadzącymi adaptację. Ze względu na realia organizacyjne oraz naturalny priorytet zadań produkcyjnych, taki kontakt umożliwia zatrudnienie psychologa na warunkach zapewniających jego systematyczną obecność na wszystkich stanowiskach pracy, na których odbywa się adaptacja zawodowa.

Na co dzień zajmuję się adaptacją zawodową pracowników kopalni – zgodnie z zasadami przyjętymi w Kompanii Węglowej, trafiają do mnie na psychologiczne badanie wstępne, kandydaci do zatrudnienia na stanowiskach robotniczych. Ponieważ absolwenci wyższych uczelni kierunków górniczych, również zaczynają pracę w kopalni na stanowiskach robotniczych – również przyszli pracownicy dozoru, przychodzący do pracy po studiach, również podlegają wstępnej ocenie psychologa zakładowego. Następnie, postępy adaptacji są monitorowane – również w kontekście ujawnianych przez nowo przyjętego pracownika cech psychologicznych. Służą temu: obserwacja pracownika w toku wykonywania pracy, opiniowanie przez opiekunów – przodowych, kolejne (co najmniej 2) spotkania diagnostyczno-psychoedukacyjne z psychologiem zakładowym.

Jedną z podstawowych zasad etycznych wykonywania zawodu psychologa jest dbanie o dobrze pojęty interes klienta – w tym wypadku klientem jest zarówno kopalnia jak i stawiający się kandydat a później pracownik nowo przyjęty. Dlatego, kontakty psychologa zakładowego z pracownikami nowo przyjętymi mają charakter zarówno diagnostyczno-selekcyjny jak i psychoedukacyjny. Zakres refleksji, do której pracownicy nowo przyjęci są skłaniani w toku tych spotkań, opiera się na standardzie wypracowanym w oparciu o charakterystyki zawodów: *górnik eksploatacji podziemnej, technik górnik i inżynier górnik*.

Dodatkowo, w wyniku doświadczenia zawodowego psychologa znającego rzeczywistość pracy kopalni, spotkania te służą do wzbudzania wrażliwości nowo przyjmowanych pracowników na takie zagadnienia jak:

- pielęgnowana postawa zainteresowania techniką górniczą,
- pozapłacowe pozytywne zjawiska związane z pracą w środowisku górniczym,
- nastawienie na współudział w kreacji pozytywnych zmian mających wpływ na poprawę warunków pracy.

Nowo przyjęci pracownicy, z reguły są zaskoczeni sytuacją w której nie wymaga się od nich jedynie prostych odpowiedzi na z góry ustalone pytania – nowością jest dla nich konieczność zastanawiania się nad własną odpowiedzią na następujące pytania:

1. Co konkretnie zainteresowało mnie podczas pierwszych tygodni pracy w kopalni?

2. Jakie jedno przykładowe zdarzenie z pracy mogę zakwalifikować jako „coś dobrego" co spotkało mnie w tym czasie podczas pracy?
3. Gdybym miał możliwości, to co zmienił bym na lepsze w pracy w kopalni?

Pytanie pierwsze ma na celu wzbudzenie zainteresowania różnymi aspektami funkcjonowania kopalni. Zainteresowanie jest w tym kontekście traktowane jako pozytywna siła napędowa, sprzyjająca motywacji do pracy, niezależnie od warunków finansowych czy sytuacyjnych uwarunkowań w których często brak miejsca na podmiotowe traktowanie pracownika.

Intencją zadawania pytania drugiego jest budowanie rzetelnego obrazu kopalni jako miejsca pracy w którym oprócz spraw trudnych i przykrych, mają miejsce zdarzenia, które „przywracają wiarę w człowieka". Proponuje się zwykle przy tej okazji „ustanowienie dnia dobrych informacji" – wybranego dnia tygodnia w którym wracając z pracy do domu, pracownik zastanawiać będzie się o czym dobrym, co go w pracy spotkało, powie bliskim czy znajomym. Taka praktyka ma wpływ nie tylko na postrzeganie swojej pracy, ale również na postrzeganie środowiska górniczego przez osoby spoza niego.

Pytanie ostatnie przywołuje naturalną dla każdego potrzebę współuczestniczenia i nadziei na pozytywne zmiany. Częstym komentarzem do odpowiedzi w tym przypadku jest zwrócenie uwagi na relacje z partnerami w kreowaniu pozytywnych zmian w środowisku pracy – są nimi koledzy, przełożeni i aktywni członkowie organizacji związkowych.

Postawa żywiąca się odpowiedziami na te pytania rokuje zarówno wysoką przydatność pracownika, jak i stanowi o jego niezbędnej higienie psychicznej. A higiena ta, stanowi profilaktykę patologii organizacyjnych (obniżania się kultury pracy czy bezpieczeństwa) i indywidualnych (uzależnień czy przemocy).

Dla zainteresowanych pracowników kopalń, proponuję uwzględnianie wymagań przedstawionych w tym wystąpieniu na drodze rozwoju osobistego. Przykładowym wsparciem na drodze psychologicznego samodoskonalenia mogą być ćwiczenia i wypracowywanie dobrych nawyków w skutecznym zarządzaniu samym sobą.

Proponowane ćwiczenia wspierające skuteczne zarządzanie zasobami psychicznymi:

1. „WIZUALIZACJA" – psychologiczny trening kondycjonujący,
2. „3 PYTANIA" – procedura optymalizowania decyzji,
3. „SZYBKA RELAKSACJA" – forma relaksu dostępna nawet w skrajnie trudnych warunkach.

PODSUMOWANIE

W procesie adaptacji pracowników kopalń można i warto wykorzystywać kategorie zawarte w opisach zawodów z „Przewodnika po zawodach" – zarówno w celach selekcyjnych, jak i w toku kreowania kierunków rozwoju zawodowego pracowników.

W celu optymalizowania procesów zarządzania kopalniami, na wszystkich jej szczeblach, rekomenduję stałą współpracę z psychologami. Może on być pomocna nie tylko w zakresie rekrutacji i wspierania adaptacji.

Psychological Requirements for Employees of the Mining Operations

The lecturer is psychologist and has worked for coal mine for over 12 years. The supervision of adaptation and induction processes for new underground workers and development of health and safety manners have always constituted his main focus. "The employment guide" published by The Polish National Labour Office has been used as main criteria and requirements for future employees during the recruiting process. The described criteria have also been used for goal setting, performance reviews and employee development.

Sieci komputerowe w górnictwie – rozwiązania, zagrożenia, innowacje – na podstawie wdrożeń systemów SAT oraz STAR firmy TELVIS

Adam Kowalski
Grzegorz Mirek
Marek Wojtas
TELVIS Przedsiębiorstwo Usługowo-Produkcyjne Sp. z o.o.

STRESZCZENIE: Artykuł przedstawia wykorzystywane konfiguracje sieci komputerowych, jakie były i są stosowane w budowie systemów alarmowo-rozgłoszeniowych SAT oraz STAR. Pokazano konfiguracje od najprostszych do najbardziej rozbudowanych. Przedstawiono schematy połączeń wraz z opisem zastosowanych mechanizmów ze szczególnym uwzględnieniem ich wpływu na niezawodność działania.

SŁOWA KLUCZOWE: Sieci komputerowe, górnictwo, łączność dyspozytorska

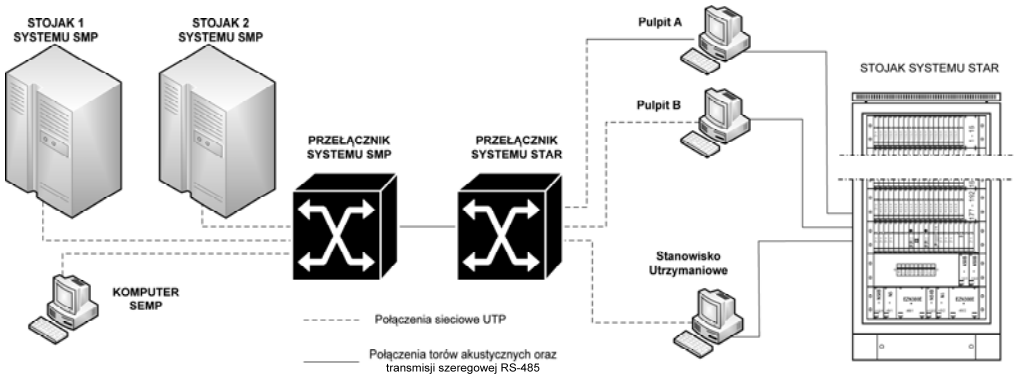
WSTĘP

Pierwsza wersja zintegrowanego systemu alarmowo-rozgłoszeniowego STAR nie posiadała w swojej architekturze sieci komputerowych a jedyny komputer, który wchodził w skład systemu to Stanowisko Utrzymaniowe działające pod kontrolą systemu MS DOS. Pełnił on wyłącznie funkcje konfiguracyjne. Była to połowa lat dziewięćdziesiątych ubiegłego wieku. Wraz z upływem czasu następował rozwój systemu, który zwiększał w jego architekturze udział komputerów oraz sieci komputerowych. W pierwszej kolejności umożliwiono użycie komputera jako pulpitu dyspozytorskiego. Następnie dostosowano oprogramowanie Stanowiska Utrzymaniowego w taki sposób, aby mógł on służyć nie tylko w celach konfiguracyjnych, ale również w szczególnych przypadkach jako zwykły pulpit dyspozytorski. W tym momencie powstała możliwość połączenia wszystkich komputerów systemu poprzez sieć komputerową. W tych czasach dostępne sieci komputerowe były elementami bardzo prostymi, a jednocześnie drogimi, dlatego też nie zdecydowano się na ich zastosowanie. W związku z tym, rozbudowa systemu STAR o możliwość łączenia dwóch odległych rejonów została zrealizowana w oparciu o transmisję światłowodową i po kablach miedzianych, według autorskiego rozwiązania. Stopniowe zmniejszanie kosztów sieci komputerowych oraz ich coraz częstsze stosowanie również na kopalniach pozwoliło na ich wykorzystanie w systemie. Pierwsze zastosowanie sieci ograniczało się do ułatwienia przenoszenia konfiguracji oprogramowania ze Stanowiska Utrzymaniowego na pulpity, co wcześniej robione było z wykorzystaniem dyskietek. Następnym momentem zastosowania sieci komputerowych była integracja systemu STAR z syste-

mem gazometrycznym SMP. Rosnąca potrzeba zwiększenia pojemności systemu oraz ograniczenia w zakresie systemu STAR zaowocowały budową systemu SAT, który wykorzystuje sieć komputerową jako podstawowy środek sterowania. W przypadku obu systemów, poza normalną pracą, sieć komputerowa wykorzystywana jest do łączenia się z innymi systemami [1], [2], synchronizacji czasu oraz realizacji zdalnego dostępu. Obydwa wspomniane systemy, STAR oraz SAT, mają rozdzielone tory sterujące od akustycznych, a tor akustyczny realizowany jest analogowo, dlatego w systemie SAT do transmisji torów akustycznych postanowiono zastosować bramki VoIP. System SAT, z racji zastosowania sieci komputerowej jako podstawowego środka wymiany danych, pozwala na stosowanie bardzo szerokich możliwości współczesnych elementów sieciowych, w szczególności w przypadkach łączenia elementów wyniesionych systemu.

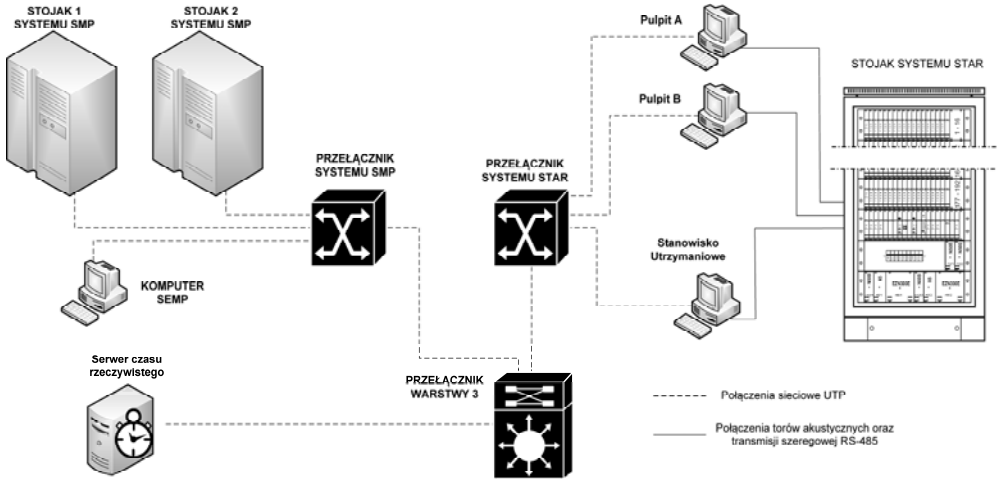
ARCHITEKTURY POŁĄCZEŃ SIECIOWYCH SYSTEMU STAR

Architektura systemu STAR [3] z wykorzystywaną siecią komputerową do połączenia z systemem gazometrycznym SMP przedstawiona jest na rysunku 1.



Rys. 1. Przykład integracji systemów STAR oraz SMP z rozdzielonymi torami akustycznymi systemu STAR
Figure 1. Sample integration of STAR and SMP systems with separated acoustic tracks of STAR system

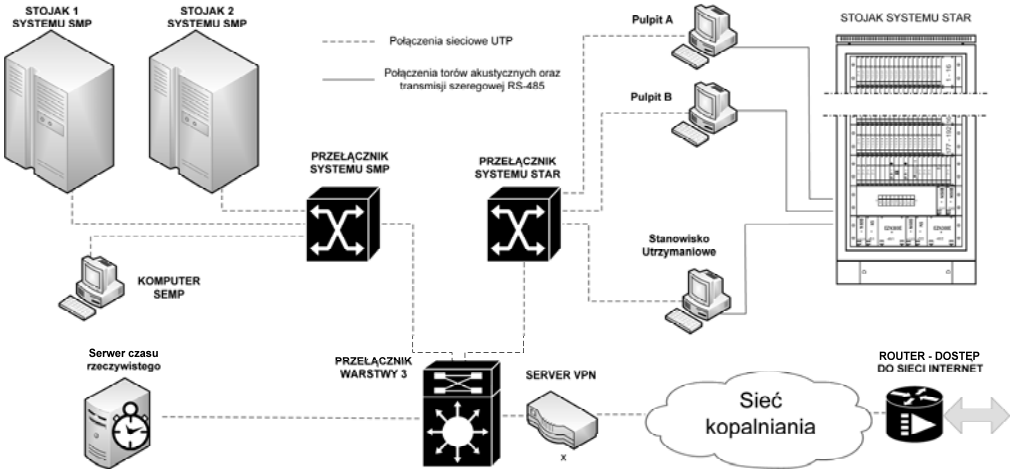
W rozwiązaniu przedstawionym wykorzystano dwa proste przełączniki niezarządzalne. W takim najprostszym przypadku istnieje niebezpieczeństwo dużego wpływu jednej sieci na drugą. Awaria urządzenia w postaci ciągłego wysyłania pakietów w sieć może spowodować brak łączności pomiędzy wszystkimi elementami sieci. Wersja bezpieczniejsza przewiduje zastosowanie przełączników zarządzalnych z mechanizmami VLAN i łączenia tras przez routery. Zastosowana technika pozwala oddzielić sieci obydwu łączonych systemów, co przeciwdziała przenoszeniu się niepotrzebnego ruchu. Na rysunku 2 przedstawiono przykład połączonych dwóch sieci przez przełącznik zarządzalny z podłączonym serwerem czasu rzeczywistego.



Rys. 2. Wydzielona sieć dyspozytorska z systemem STAR oraz SMP
wraz z serwerem czasu rzeczywistego
Figure 2. Integrated separated dispatched network with STAR, SMP
systems and real time server

Serwer VPN to urządzenie, które pozwala na bezpieczny zdalny dostęp do sieci. Realizacja zdalnego dostępu do kopalnianych wydzielonych sieci przy zastosowaniu zarządzalnych przełączników pozwala bezpiecznie komutować połączenia do odpowiednich sieci w zależności od tego kto loguje się na urządzenie dostępowe.

Na rysunku 3 przedstawiono strukturę sieci i połączeń wydzielonej sieci pozwalającej na zdalny dostęp przez sprzętową realizację serwera VPN do sieci wydzielonej z ogólnokopalnianej sieci komputerowej.



Rys. 3. Regulowany zdalny dostęp do wydzielonej sieci dyspozytorskiej
przez ogólnokopalnianą sieć komputerową z dostępem do Internetu
Figure 3. Remote access separate network through mining network with Internet acces

Należy zwrócić uwagę, że przedstawiony przykład nie pokazuje ogólnej zasady wymiany informacji pomiędzy siecią kopalnianą a wydzieloną siecią dyspozytorską, który wymaga serwera lustrzanego.

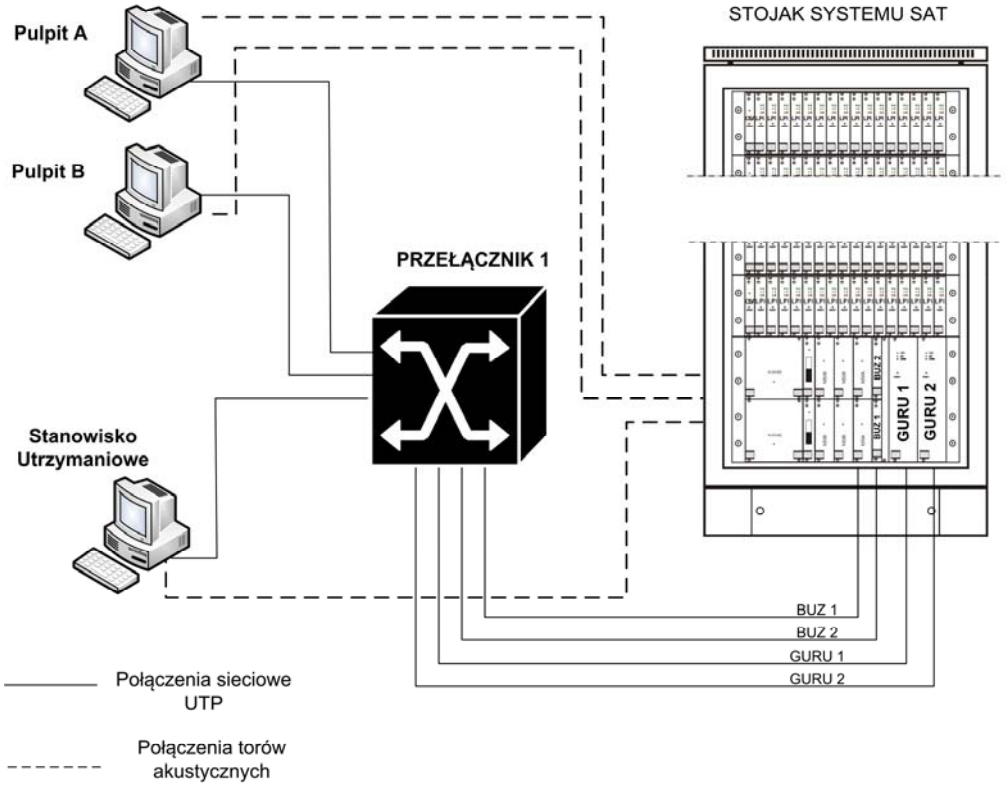
ARCHITEKTURY POŁĄCZEŃ SIECIOWYCH SYSTEMU SAT

Jak zaznaczono we wstępie, system STAR wykorzystywał specjalnie opracowane mechanizmy łączenia systemów cyfrowych łączami miedzianymi i światłowodowymi, natomiast system SAT [4] pozwala na zastosowanie szerokiej gamy mechanizmów połączeń sieciowych. Połączenia poszczególnych elementów w systemie SAT można podzielić na dwa rodzaje:

1. połączenia lokalne,
2. połączenia zdalne.

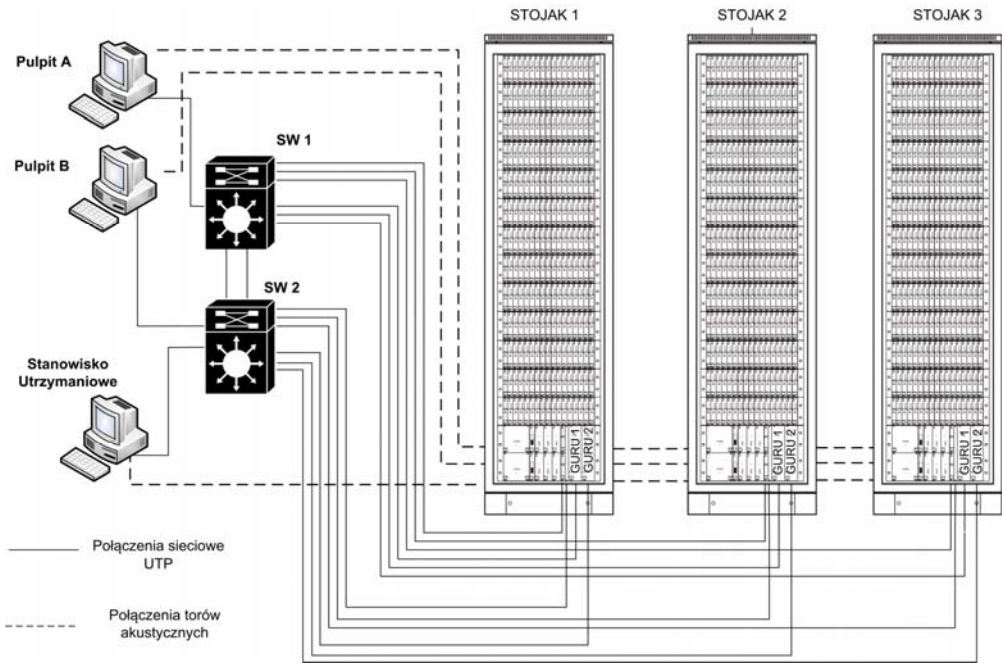
Połączenia lokalne obejmują wszystkie połączenia sieciowe w ramach jednej lokalizacji, a połączenia zdalne zawierają tory realizujące transmisję pomiędzy lokalizacjami wyniesionymi.

Najprostsza konfiguracja systemu SAT składająca się z pojedynczej lokalizacji przedstawiona została na rysunku 4.



Rys. 4. Schemat połączeń sieciowych w najprostszej konfiguracji systemu SAT z pojedynczą lokalizacją
Figure 4. Schema the simplest configuration of SAT system with single location

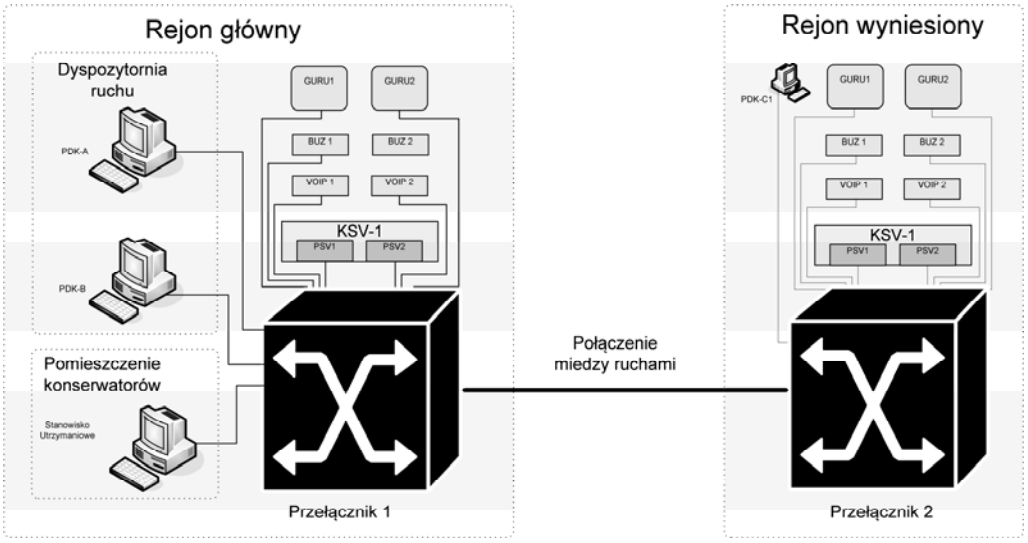
Przedstawiono tutaj cechę systemu SAT polegającą na rozdziale torów akustycznych od transmisyjnych. Konfiguracja sieci zbudowana jest w oparciu o pojedynczy niezarządzalny przełącznik sieciowy. Takie rozwiązanie jest jednym z najprostszych i jednocześnie najbardziej zawodnych. W przypadku uszkodzenia przełącznika wszystkie funkcje dyspozytorskie przestają działać (funkcje telefoniczne zostają zachowane), dlatego zalecane są inne, bardziej bezpieczne konfiguracje. Następny przykład konfiguracji systemu SAT z pojedynczą lokalizacją przedstawia rozwiązanie rozbudowane o dołożony dodatkowy przełącznik.



Rys. 5. Przykład połączeń sieciowych w konfiguracji systemu SAT z trzema stojakami w jednej lokalizacji
Figure 5. Sample network connections of three racks SAT system in single location

Rysunek 5 przedstawia użycie dwóch przełączników połączonych ze sobą. Do każdego z nich podłączone są elementy systemu w taki sposób, aby w przypadku uszkodzenia jednego z przełączników funkcje dyspozytorskie były zachowane. Dlatego do przełącznika SW1 podłączone są sterowniki GURU1 oraz BUZ1 z każdego ze stojaków, do SW2 są podłączone GURU2 oraz BUZ2 z każdego ze stojaków. Przy uszkodzeniu jednego z przełączników zostanie nieczynny jeden z pulpitów (lub w szczególnym przypadku również Stanowisko Utrzymaniowe), ale drugi pozostanie czynny. Aby przełączniki można było połączyć w przedstawiony sposób muszą one mieć zaimplementowany protokół sieciowy STP [5] (Spanning Tree Protocol) lub jego szybszą wersję RSTP. Protokół ten rozpoznaje zapętlenia w połączeniach pomiędzy przełącznikami i deaktywuje jedno z połączeń tworzących pętle.

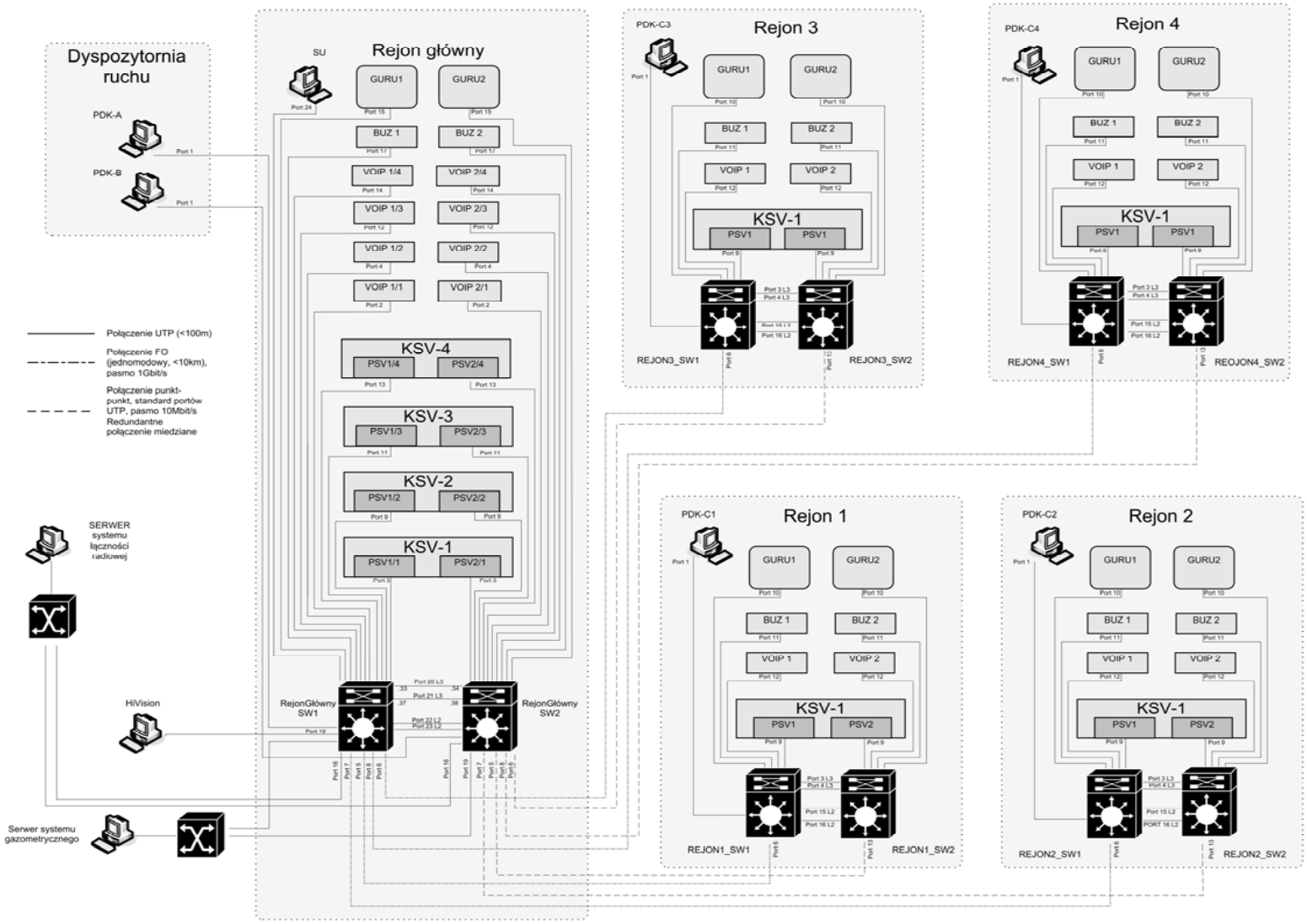
Innym przykładem połączeń sieciowych jest konfiguracja rozproszona na więcej lokalizacji. Poniżej przedstawiono najprostszą konfigurację systemu SAT z jednym punktem wyniesionym.



Rys. 6. Konfiguracja systemu SAT z jednym punktem wyniesionym
Figure 6. Configuration SAT system with one remote station

W przedstawionym na rysunku 6 rozwiązaniu zastosowano pojedynczy niezarządzalny przełącznik sieciowy w każdej lokalizacji a połączenie pomiędzy lokalizacjami zrealizowano pojedynczym połączeniem między przełącznikami. Taka konstrukcja zapewnia minimalny zakres wymaganej funkcjonalności, jednak z podobnymi ograniczeniami jak przedstawiono w poprzednim przykładzie (uszkodzenie przełącznika skutkuje pozbawieniem funkcji dyspozytorskich całkowicie lub w najlepszym przypadku wyniesionego rejonu). Dodatkowo przepisy w zakresie górniczych systemów alarmowo-rozgłoszeniowych [6], [7], [8] mówią o tym, że połączenia pomiędzy dwoma lokalizacjami muszą być zapewnione dwoma różnymi drogami. W przypadku uszkodzenia toru głównego przełączanie na tor rezerwowy ma się odbywać w sposób automatyczny. Przedstawiony tutaj przykład zakłada, że tor pomiędzy przełącznikami będzie realizowany osobno z zapewnieniem funkcjonalności, o której mowa wcześniej. Dzieje się tak np. na śląskich kopalniach w przypadku, kiedy do połączenia wykorzystuje się łącza dostarczane przez ZIT. Wtedy to osobne urządzenia zapewniają niezawodność łączy pomiędzy lokalizacjami. W przypadku, kiedy zakład górniczy zapewnia do połączenia lokalizacji dwa osobne łącza np. światłowód, jako łącze podstawowe i radiolinię jako łącze rezerwowe można zastosować podobne rozwiązanie jak przedstawione na rysunku 5, ale umieszczając każdy z przełączników w różnych lokalizacjach i łącząc je dwoma drogami. Przez odpowiedną konfigurację protokołu STP lub RSTP [5] na wykorzystanych do połączenia portach ustawiany jest większy priorytet dla połączenia światłowodowego i mniejszy priorytet dla połączenia przez radiolinię. W normalnych warunkach cały ruch prowadzony jest przez łącze światłowodowe. W przypadku jego awarii następuje automatyczne przełączenie na radiolinię. Po naprawie łącza światłowodowego następuje automatyczne przeniesienie ruchu na połączenie światłowodowe.

Najbardziej rozbudowaną konfiguracje sieciową stosowaną obecnie na kopalniach w systemie SAT przedstawia rysunek 7.



Rys. 7. Konfiguracja sieciowa systemu SAT z trzema lokalizacjami wyniesionymi wraz z zabezpieczeniami
Figure 7. Network configuration SAT system with three remote locations with redundancy

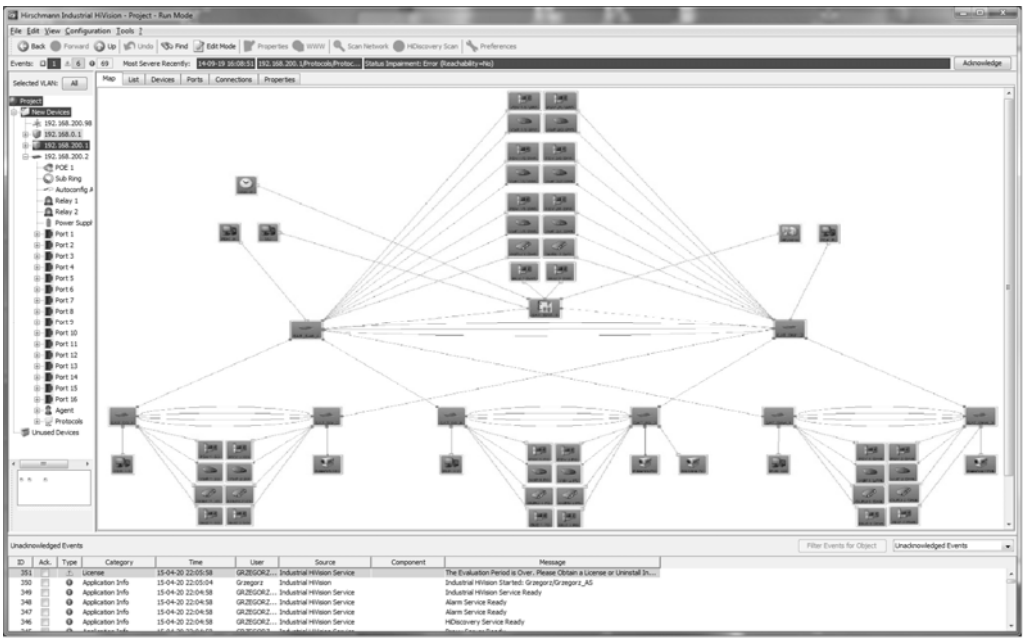
W przedstawionym przykładzie pokazano konfigurację systemu składającą się z lokalizacji głównej oraz czterech punktów wyniesionych jak również integrację z systemem gazometrycznym oraz systemem łączności radiowej.

Aby móc zrealizować pokazane połączenia zastosowano przełączniki zarządzalny warstwy 3. Przedstawiona konfiguracja posiada następujące zabezpieczenia i optymalizacje sieciowe:

- redundancja przełączników w każdej lokalizacji z zapewnieniem agregacji połączenia pomiędzy przełącznikami w celu zwiększenia przepustowości pomiędzy nimi;
- redundancja połączeń pomiędzy lokalizacjami z zapewnieniem priorytetu szybkich połączeń światłowodowych nad wolniejszymi połączeniami miedzianymi;
- redundantne połączenia do systemów współpracujących;
- połączenia pomiędzy lokalizacjami są zbudowane w oparciu o osobne sieci VLAN w każdej lokalizacji. Sieci VLAN łączą się z sieciami z sąsiednich lokalizacji wykorzystując technikę wirtualnych routerów VRRP [5] oraz łączenia (routing) ruchu pomiędzy sieciami OSPF. Dzięki takiej konfiguracji ruch sieciowy pomiędzy lokalizacjami ogranicza się do niezbędnego transferu danych z wycinaniem wszelkiej transmisji rozsiewczej;
- adresacja urządzeń jest tak ustawiona, aby urządzenia bezpośrednio widziały się tylko w bieżącej lokalizacji, a z urządzeniami na obiektach wyniesionych porozumiewały się tylko przez określone bramy;
- ustawione ograniczenia transferu na poszczególnych portach do określonych doświadczalnie wartości w celu zmniejszenia skutków ewentualnych awarii urządzeń polegających np. na nieograniczonym wysyłaniu danych w sieć z maksymalną prędkością dostępną dla urządzenia.

OPROGRAMOWANIE MONIOTORUJĄCE SIEĆ

Stosując przełączniki zarządzalne warstwy 3 możliwe jest zastosowanie oprogramowania do monitorowania działania sieci. Takie oprogramowanie najczęściej jest dedykowane do konkretnych przełączników, ściśle z nimi współpracuje i pozwala uzyskiwać szczegółowe informacje na temat ich konfiguracji, pracy i statusów. Oprogramowanie to instaluje się na jednym z komputerów znajdujących się w sieci lub na wydzielonym tylko dla celów monitorowania. Uruchomiona aplikacja pokazuje stan pracy wszystkich przełączników, stan wszystkich łączy pomiędzy nimi oraz łączy do urządzeń końcowych. Domyślnie zdefiniowanych jest wiele alarmów, które można sygnalizować na kilka sposobów. Istnieje pełna konfigurowalność alarmów jak i sposobów ich sygnalizacji. Poza wizualnym i akustycznym sposobem sygnalizacji aplikacja może wysłać maila na podany adres, a jeżeli jest zdefiniowana odpowiednia bramka, również wiadomość tekstową na podany telefon. Aplikacja pozwala na przedstawienie działania sieci i urządzeń w postaci mapy urządzeń wraz z połączeniami między nimi. W aplikacji dostępne jest dedykowane okno alarmów, w którym jest sygnalizacja poziomu ważności poszczególnych alarmów oraz możliwość ich potwierdzania, zarówno indywidualnego jak i grupowego. Aplikacja ma bardzo rozbudowane możliwości konfiguracyjne urządzeń. Poza możliwością konfiguracji pojedynczych urządzeń istnieje możliwość konfiguracji grupowej. Jest to szczególnie przydatne w przypadkach dużej liczby urządzeń, gdzie w prosty i szybki sposób można modyfikować wybrane parametry. Poniżej przedstawiony jest zrzut ekranu przykładowej konfiguracji system SAT programu HIVISION [9]. Program ten dedykowany jest dla przełączników warstwy 3 firmy Hischmann, zastosowanych na jednej z kopalń.



Rys. 8. Przykładowy zrzut ekranu programu HIVISION do monitorowania działania sieci komputerowej
Figure 8. Sample screnshot HIVISION application for network monitoring

PODSUMOWANIE

Na przedstawiony rozwój stosowanych konfiguracji połączeń sieciowych w systemach STAR i SAT największy wpływ miała wielkość i rozproszenie systemów. Początkowo niewielkie systemy wykorzystywały bardzo proste konfiguracje sieci. Wraz ze zwiększaniem się pojemności systemów oraz obszarem ich działania poziom skomplikowania stosowanych sieci komputerowych wzrastał, co miało na celu zwiększenie niezawodność działania systemu nawet wtedy, kiedy awarii ulegają poszczególne elementy lub połączenia. Przedstawione na końcu referatu rozwiązania nie są może rewolucyjne w obszarach ściśle związanych z sieciami komputerowymi, ale w przypadku kopalnianych systemów bezpieczeństwa są nowością i zaczynają dopiero i powinny wchodzić do użytku [10]. Przykładem mogą być ostatnie wdrożeniach systemów SAT na kopalniach KGHM Polska Miedź S.A., co skutkuje także coraz większym zainteresowaniem tego typu rozwiązaniami w środowisku górniczym na Śląsku. Zebrane doświadczenia pozwolą lepiej przygotować się na ewentualne integracje obecnie funkcjonujących instalacji w większe pojedyncze, co może mieć miejsce w przypadku procesu restrukturyzacji kopalń, jak i w przypadkach modernizacji instalacji już istniejących.

LITERATURA

[1] K. Miśkiewicz, A. Wojaczek, P. Wojtas: Systemy dyspozytorskie kopalń podziemnych i ich integracja – wybrane problemy" – monografia. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2011.
[2] A. Kowalski, M. Wojtas: Integracja systemów alarmowo-rozgłoszeniowych i łączności ogólnokopalnianej z systemami zewnętrznymi – Wybrane obszary infrastruktury systemowej kopalń podziemnych. Monografia EMAG praca zbiorowa pod redakcją dr. inż. Piotra Wojtasa, Instytut Technik Innowacyjnych EMAG, Katowice 2012, str. 201-207.
[3] Telvis Sp. z o.o.: Zintegrowany System Iskrobezpiecznej Łączności Dyspozytorskiej Telefonicznej i Alarmowo-Rozgłoszeniowej typu STAR (STAR-N, STAR 320, STAR-N 320) – Dokumentacja techniczno-ruchowa, wrzesień 1997.
[4] Telvis Sp. z o.o.: Zintegrowany System Iskrobezpiecznej Łączności Dyspozytorskiej Telefonicznej i Alarmowo-Rozgłoszeniowej typu SAT – Dokumentacja techniczno-ruchowa, kwiecień 2011.
[5] User Manual Routing Configuration Industrial ETHERNET (Gigabit) Switch Power MICE, MACH 4000, Routing L3P, Release 5.0, 04/09. Hirschmann.
[6] Ustawa z dnia 5 marca 2014 r. – Prawo geologiczne i górnicze (Dz. U. 2014, poz. 613).
[7] ROZPORZĄDZENIE RADY MINISTRÓW z dnia 20 grudnia 2007 r. zmieniające rozporządzenie w sprawie dopuszczania wyrobów do stosowania w zakładach górniczych (Dz. U. Nr 249, poz. 1853).
[8] Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych. (Dz. U. z dnia 2 września 2002 r.).
[9] User Manual, Network Management System, Industrial HiVision 5.1, Release 5.1, 04/2014.
[10] S. Trenczek, P. Wojtas: Znaczenie innowacyjności w infrastrukturze systemowej – Wybrane obszary infrastruktury systemowej kopalń podziemnych. Monografia EMAG, praca zbiorowa pod redakcją dr. inż. Piotra Wojtasa, Instytut Technik Innowacyjnych EMAG, Katowice 2012, str. 9-14.

Computer Network Configurations Used in the Construction of SAT and STAR Alarm Systems

The paper presents the use of computer network configurations in the construction of SAT and STAR alarm systems. It shows configurations from the simplest to the most complex. Also presents diagram with a description of the network mechanisms applied with particular focus on their impact on reliability.

Nieniszcząca metoda badania stanu naprężenia obudowy kotwowej rozprężnej

Krzysztof Skrzypkowski
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

Waldemar Korzeniowski
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

Krzysztof Zagórski
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

Krzysztof Lalik
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

Ireneusz Dominik
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

Janusz Kwaśniewski
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

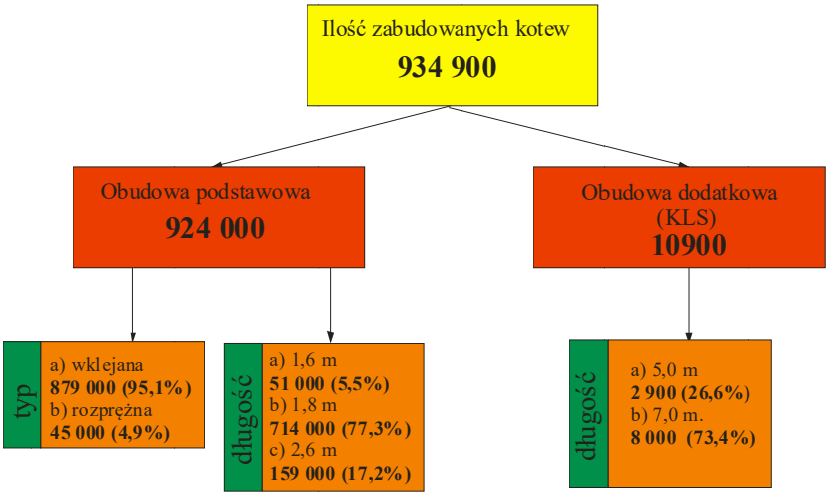
STRESZCZENIE: W artykule przedstawiono wykorzystanie różnych metod pomiarowych w ocenie stopnia wytężenia kotwi. Przedstawiono innowacyjne zastosowanie Samowzbudnego Systemu Akustycznego (SAS) do pomiaru zmian naprężeń w obudowie kotwowej, który może zostać zastosowany do nieniszczącej oceny stanu wytężenia kotwi w wokół wyrobisk górniczych jak również w tunelach. Statyczne badania żerdzi kotwowej, przeprowadzono na nowoczesnym stanowisku laboratoryjnym Katedry Górnictwa Podziemnego AGH. Celem badań było porównanie wyników rejestrowanych przez dwa różne systemy pomiarowe, dzięki którym będzie możliwa ocena obciążenia obudowy metodą nieniszczącą.

SŁOWA KLUCZOWE: Obudowa kotwowa, monitoring, nieniszcząca metoda, samowzbudny systemu akustycznego

1. WPROWADZENIE

Obudowa kotwowa jest stosowana w górnictwie podziemnym przede wszystkim w górnictwie rudnym (rys. 1), aczkolwiek coraz częściej ten sposób wzmacniania górotworu można spotkać również w kopalniach węgla kamiennego. W praktyce górniczej spotyka się różne rozwiązania konstrukcyjne kotew współdziałających w różnych układach z górotworem oraz innymi typami

obudów podporowych [2,13,17]. Różnorodność warunków, w jakich jest stosowana obudowa kotwowa, powoduje, iż jest ona przeznaczona do zabezpieczenia stropu i ociosów wyrobisk górniczych jako samodzielna lub wzmacniająca obudowa kotwowa. Obudowa kotwowa zabezpiecza wyłom wyrobiska górniczego poprzez zestalenie odsłoniętych skał otaczających za pomocą kotew rozprężnych spoiwowych lub ciernych. Służy ona również do podwieszania różnych elementów wyposażenia górniczego.



Rys. 1. Instalacja obudowy kotwowej w 2014 roku (ZG „Rudna") [15]
Figure 1. Installation of rock bolt support in 2014 („Rudna" mine) [15]

2. MONITORING OBUDOWY KOTWOWEJ

Ocena jakości pracy obudowy kotwowej, oraz zachowanie się górotworu wokół wyrobisk może być wykonywana na podstawie monitoringu, który obejmuje pomiary: obciążeń stropu wyrobiska (dynamometry, kotwy oprzyrządowane, poduszki ciśnieniowe, krążki dynamometryczne), rozwarstwień skał stropowych (rozwarstwieniomierze niskie, wysokie, sondy ekstensometryczne), zeszczelinowania warstw stropowych (endoskop otworowy, soda aerometryczna, radiometryczna), konwergencji wyrobiska [1]. Skuteczność wykonania obudowy kotwowej w warunkach kopalń najczęściej obejmuje działania związane ze sprawdzeniem prawidłowości jej zabudowy w wyrobisku. W przypadku kotew rozprężnych, sprawdzany jest moment obrotowy dokręcenia nakrętki kotwy za pomocą klucza dynamometrycznego (rys. 2) oraz badana jest ich nośność poprzez kontrolne wyrywanie kotew z otworu (rys. 3).



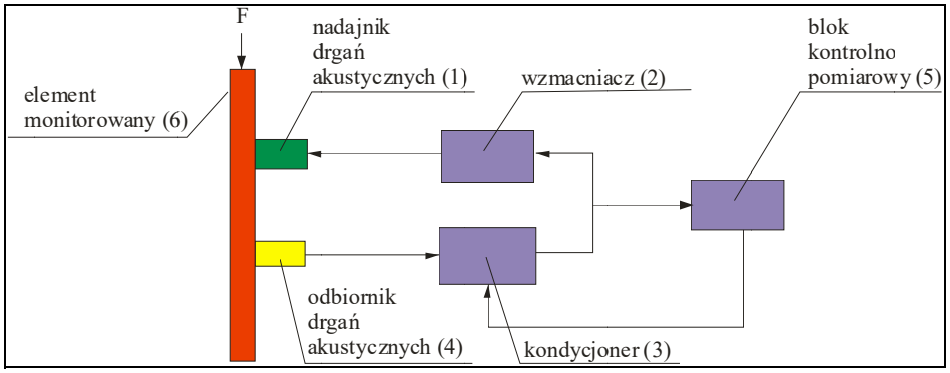
Rys. 2. Klucz dynamometryczny (photo: dr inż. Krzysztof Skrzypkowski) [14]
Figure 2. Torque wrench (photo: dr inż. Krzysztof Skrzypkowski) [14]



Rys. 3. Dynamometr hydrauliczny (foto: dr inż. Krzysztof Skrzypkowski) [14]
Figure 3. Hydraulic dynamometer (photo: dr inż. Krzysztof Skrzypkowski) [14]

Jednym ze sposób określania obciążenia obudowy kotwowej jest zastosowanie mechanicznych czujników. Ich wspólną cechą jest stosunkowo prosta budowa oraz niski koszt wykonania. Czujniki zakłada się pomiędzy strop a podkładkę kotwową. Przykładem są gumowe krążki dynamometryczne**,** tuleja ze zmienną średnicą, tuleja pokryta emalią, dynamometry sprężynowe [11,12,14,18].

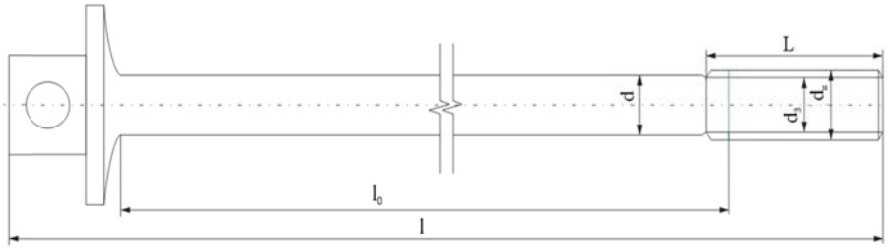
Obecnie trwają także prace nad zastosowaniem układu samowzbudnego (SAS) do pomiaru zmian naprężeń w kotwach [8,9]. Urządzenie do monitorowania zmian naprężeń charakteryzuje się tym, że nadajnik drgań akustycznych (1) po łączony jest poprzez wzmacniacz (2) i kondycjoner (3) o ustawianym współczynniku wzmocnienia z odbiornikiem drgań akustycznych (4), stanowiąc otwarty obwód, przy czym nadajnik drgań akustycznych (1) dostosowany jest do połączenia z monitorowanym elementem (6), a odbiornik drgań akustycznych (4) ma czujnik piezoelektryczny dostosowany do połączenia z monitorowanym elementem, ponadto pomiędzy wzmacniaczem (2), a kondycjonerem (3) jest włączony blok kontrolno-pomiarowy (5), mający zwrotne połączenie z kondycjonerem (3) [5]. Przykładowy schemat systemu SAS do monitorowania zmian naprężeń w prostej belce został przedstawiony na rysunku 4.



Rys. 4. Przykładowa konfiguracja systemu SAS
Figure 4. Sample configuration of SAS system

3. CHARAKTERYSTYKA OBCIĄŻENIOWO-CZĘSTOTLIWOŚCIOWA OBUDOWY KOTWOWEJ ROZPRĘŻNEJ ROZCIĄGANEJ STATYCZNIE

Statyczne badania żerdzi kotwowej, przeprowadzono na stanowisku laboratoryjnym Katedry Górnictwa Podziemnego AGH. Celem badań było porównanie wyników rejestrowanych przez dwa różne systemy pomiarowe, dzięki którym będzie możliwa ocena obciążenia obudowy metodą nieniszczącą. Badania zostały przeprowadzone według jednolitej metodyki. W badaniach zastosowano żerdź kotwową typu RS-2N o długości (l) 1828 mm i średnicy (d) od 18,34 mm (rys. 5). Żerdź kotwowa z jednej strony posiada gwint M20 walcowany na zimno, na który nakręcono nakrętki, natomiast z drugiej strony żerdź jest spęczniona (posiada profil kwadratowy), przystosowany do nadawania momentu obrotowego. Żerdź kotwowa współpracowała z profilowaną kwadratową podkładką kotwową o grubości 6 mm [3,4,16].



Rys. 5. Żerdź kotwowa RS-2N
Figure 5. RS-2N bolt rod

Pomiar siły na stanowisku laboratoryjnym był wykonywany za pomocą czterech tensometrycznych czujników siły. Całkowita siła rejestrowana podczas badań rozciągania żerdzi kotwowej była sumą wartości sił uzyskiwanych na poszczególnych czujnikach siły. Pomiar przemieszczenia (wydłużenia) żerdzi kotwowej był wykonywany za pomocą enkodera linkowego inkrementalnego typu HLS – S – 10 – 01. Podczas procesu rozciągania żerdzi kotwowej wyniki pomiarów siły, oraz przemieszczenia były rejestrowane na bieżąco za pomocą specjalistycznego programu „CATMAN – EASY". Komputer był połączony z uniwersalnym wzmacniaczem pomiarowym QuantumX MX840 poprzez kabel ethernetowy. Program umożliwia bezpośrednią (on-line) wizualizację i ocenę pomiaru. Wytężenie badanej kotwi monitorowane było także za pomocą trzeciego systemu. Schemat stanowiska pomiarowego został przedstawiony na rysunku 6. Drgania mechaniczne wprowadzane zostały do kotwi za pomocą wzbudnika elektromechanicznego, a następnie odebrane przez akcelerometr znajdujący się na kołnierzu żerdzi. Sygnał ten następnie został kondycjonowany, wzmocniony, a następnie wysłany ponownie do wzbudnika. Dzięki takiej konfiguracji systemu dochodziło do powstania drgań samowzbudnych o określonej częstotliwości. Częstotliwość ta zmieniała się wraz ze zmianą stopnia wytężenia konstrukcji zgodnie z efektem elastoakustycznym [6]. W ten sposób dzięki pomiarowi częstotliwości samowzbudzenia możliwa była pośrednia ocena stopnia wytężenia badanej konstrukcji kotwy, tak jak to miało miejsce przy wykorzystaniu systemu SAS dla innych materiałów [7].



Rys. 6. Schemat zamocowania wzbudnika oraz akcelerometru do żerdzi kotwowej (foto: dr inż. Krzysztof Skrzypkowski)
Figure 6. Mounting scheme an inductor and an accelerometer to rod bolt (photo: dr inż. Krzysztof Skrzypkowski)

W celu wyznaczenia zależności pomiędzy częstotliwością samowzbudzenia, a obciążeniem elementu należy skorzystać z równania:

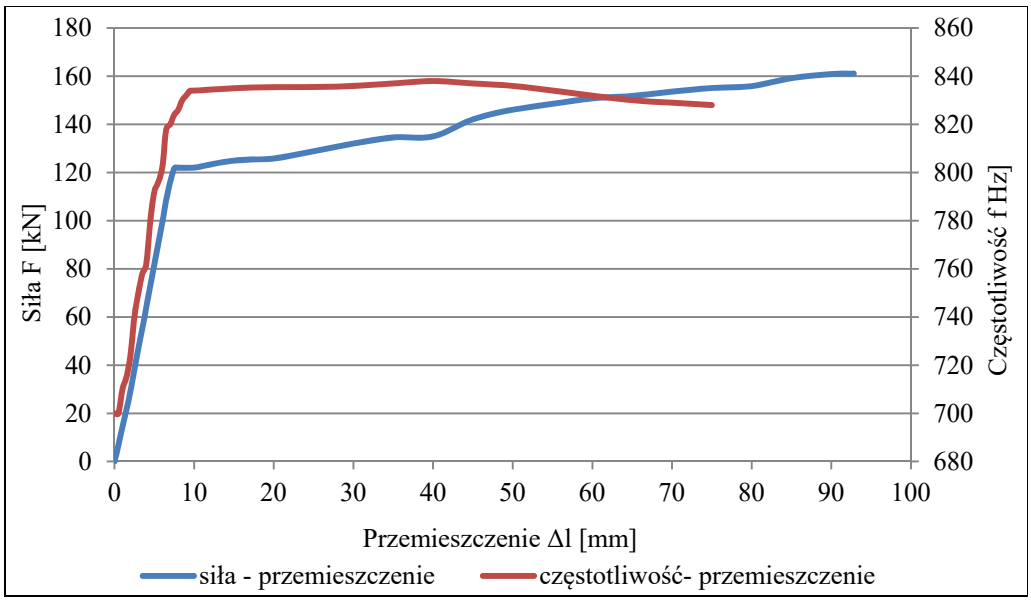
$$\omega = \frac{1}{\tau T_o}\sqrt{\frac{\sqrt{T_0^4 + 2T_0^2\tau^2 + \tau^4 - 8\zeta T_0^3\tau} - T_0^2 + \tau^2}{2}} \tag{1}$$

gdzie:
- ω - to pulsacja drgań samowzbudnych,
- T_o - okres drgań własnych elementu,
- τ - opóźnienie wynikające z propagacji fali pomiędzy wzbudnikiem a akcelerometrem (głowice).

Zgodnie z zależnością (1) można stwierdzić, że wynikająca z efektu elastoakustycznego zmiana prędkości rozchodzenia się fali, a więc także czasu jej propagacji pomiędzy głowicą nadawczą, a odbiorczą, ma wpływ na częstotliwość układu samowzbudnego. Dodatkowym atutem systemu SAS jest fakt, że dzięki zastosowaniu pętli dodatniego sprzężenia zwrotnego częstotliwości układu pomiarowego może wynosić kilkadziesiąt kHz, zamiast MHz. Dodatkowo pomiar częstotliwości pozwala na bardzo precyzyjne wyznaczenie tego opóźnienia oraz zapewnia dużą odporność na zakłócenia.

3.1. *Charakterystyka obciążeniowo-częstotliwościowa*

W badaniach laboratoryjnych wykorzystano metodę pomiaru naprężeń za pomocą klasycznej techniki tensometrycznej oraz wydłużenia kotwi za pomocą enkodera liniowego. Te dwie metody posłużyły jako układy referencyjne dla układu ultradźwiękowego. Wyniki badań przedstawiono na rysunku 7.



Rys. 7. Zależność naprężenia od częstotliwości systemu SAS
Figure 7. The dependence between stress and SAS frequency

Na podstawie rysunku nr 7 można stwierdzić, że wraz ze wzrostem obciążenia wzrasta wartość częstotliwości w zakresie sprężystym do około 120 kN. System SAS musi uporać się z zjawiskiem nagłej, skokowej zmiany częstotliwości rezonansowej. Może ona wynikać z obecności dwóch rodzajów fal we wzbudzonym obiekcie – fali poprzecznej oraz podłużnej. Jak wynika z zależności (1) częstotliwość samowzbudzenia jest zależna od opóźnienia, a więc wielkości różnej dla tych fal. Układ będzie dążył do swojego minimum energetycznego, a więc do takich drgań, które rozpraszają najwięcej energii. W związku z tym jeśli energia obydwu rodzajów fal będzie zbliżona do siebie układ będzie skokowo zmieniał swoją częstotliwość. Problem ten można usunąć poprzez zastosowanie odpowiednich filtrów lub też poprzez zastosowanie odpowiednich klinów polaryzujących wprowadzane i odbierane fale przez głowice.

PODSUMOWANIE

Określając obciążenie obudowy kotwowej, należy mieć na uwadze szybkość i prostotę wykonania pomiaru, dostęp do czujnika, dokładność odczytu i pomiaru. Ponadto trzeba wziąć pod uwagę możliwość zniszczenia czujnika w wyniku procesu technologicznego lub występowania zagrożeń naturalnych. Pod względem ekonomicznym, muszą być zachowane „techniczno-bilansowe prawa produkcji” [10], które wykluczają stosowanie czujników obciążenia na każdej z kotew. Stosowanie pojedynczych czujników obciążenia obudowy kotwowej w przypadku stanów granicznych, pozwala na podejmowanie odpowiednich działań zabezpieczających załogę górniczą przed nagłą utratą stateczności wyrobiska.

W pracy przedstawiono dwa podstawowe efekty wykorzystywane w ultradźwiękowym systemie pomiarowym. Pierwszym efektem było występowanie stabilnego cyklu granicznego drgań dla układu z dodatnim sprzężeniem zwrotnym. Efekt ten nazywany jest efektem samowzbu-

dzenia. Drugi przywołany efekt to efekt elastoakustyczny. Mówi on, że wraz ze zmianą naprężeń w materiale sprężystym następuje zmiana prędkości propagacji fali. W związku z tym zmienia się także czas jej propagacji pomiędzy głowicami. Efekt ten manifestuje się w zmianie częstotliwości drgań samowzbudnych. Z tego powodu poprzez pomiar częstotliwości drgań samowzbudnych możliwe jest pośrednie określenie stopnia wytężenia badanego materiału.

W dalszym kierunku badań przewidziane jest opracowanie specjalnych układów filtrujących, które będą zapobiegać niekorzystnemu zjawisku przeskoku częstotliwości. Przewidziane są także badania skalujące system SAS i jego dalsze zastosowanie w warunkach in situ.

Artykuł wykonano w ramach pracy statutowej nr 11.11.100.775.

LITERATURA

[1] Korzeniowski W. 2006: Ocena stanu podziemnych wyrobisk chodnikowych i komorowych na podstawie empirycznych metod badawczych. Rozprawy – Monografie, nr 156. Uczelnianie Wydawnictwa Naukowo – Dydaktyczne AGH, Kraków.

[2] Korzeniowski W., Skrzypkowski K. 2011: Metody badania górotworu kotwami przy obciążeniach dynamicznych. Przegląd Górniczy, nr 3 – 4, str. 1-8.

[3] Korzeniowski W., Skrzypkowski K., Herezy Ł. 2015: Laboratory method for evaluating the characteristics of expansion rock bolts subjected to axial tension. Archives of Mining Science, vol. 60, no. 1, pp. 209 – 224.

[4] Korzeniowski W., Skrzypkowski K., Zagórski K. 2016: The stiffness of the expansion rock bolt support with the component increasing yielding Laboratory tests. Tunnelling and Underground Space Technology (article in progress).

[5] Kwaśniewski J., Dominik I., Konieczny J., Lalik K. 2012: Urządzenie do monitorowania zmian naprężeń. Biuletyn Urzędu Patentowego nr 16, str. 24.

[6] Kwaśniewski J., Dominik I., Lalik K. 2012: A self-excited acoustical system for stress measurement in a cement plant. Mechanics and Control, vol. 31, no. 1, pp. 29-34.

[7] Kwaśniewski J., Dominik I., Lalik K. 2012: Application of self-oscillating system for stress measurement in metal. Journal of Vibroengineering, vol. 14, no. 1, pp. 61-66.

[8] Kwaśniewski J., Dominik I., Lalik K., Korzeniowski W., Zagórski K., Skrzypkowski K. 2015: Rock bolts health monitoring using self-excited phenomenon. Materials of 12th conference on Active noise and vibration control methods MARDiH: Krakow – Krynica Zdroj, Poland, 08–11 June 2015 : proceedings / ed. Marcin Apostoł, s. 36.

[9] Lalik K., Skrzypkowski K., Dominik I. 2016: Self-Excited System in Mining Roof Bolt Stress Measurement. Sensors and Actuators A: Physical (article in progress).

[10] Marciniak S. 1995: Makro i mikroekonomia dla inżynierów. Praca Zbiorowa. Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa.

[11] Majcherczyk T., Małkowski P., Niedbalski Z. 1999: Stateczność chodników równoległych wykonanych w samodzielnej obudowie kotwiowej. Przegląd Górniczy, nr 10, str. 16 – 25.

[12] Prusek S., Turek M., Rotkegel M., Witek M. 2012: Wybrane rozwiązania konstrukcyjne wskaźników obciążenia kotwi. Przegląd Górniczy, nr 5, str. 37 – 44.

[13] Skrzypkowski K. 2012: Zastosowanie obudowy kotwowej podatnej celem poprawy stateczności wyrobisk poprzez częściowe przejmowanie deformacji górotworu. Przegląd Górniczy, nr 4, str. 1-11.

[14] Skrzypkowski K. 2014: Określenie charakterystyk naprężeniowo-odkształceniowych kotwy rozprężnej przy obciążeniach statycznych i dynamicznych. Akademia Górniczo – Hutnicza im. Stanisława Staszica w Krakowie.Wydział Górnictwa i Geoinżynierii.Katedra Górnictwa Podziemnego (rozprawa doktorska).

[15] Skrzypkowski K., Dziadyk A. 2015: Analiza obudowy kotwowej linowo - spoiwowej - idea, charakterystyka i zastosowanie w polskim górnictwie rudy miedzi na przykładzie KGHM Polska Miedź S.A. – OZG „RUDNA". Materiały 56 Konferencji Studenckich Kół Naukowych Pionu Górniczego, AGH Kraków.
[16] Skrzypkowski K., Korzeniowski W., Herezy Ł. 2015: Metody badania obudowy kotwowej w Katedrze Górnictwa Podziemnego AGH. Cuprum, nr 3, s. 49–60.
[17] Skrzypkowski K., Zagórski K., Kapusta M. 2015: Wyznaczenie stref prognozowanego obciążenia wyrobisk komorowych w kopalniach LGOM na podstawie modelowania numerycznego. Logistyka, nr 4, s. 9754–9764.
[18] VandeKraats J.D., Watson S.O. 1996: Direct laboratory tensile testing of select yielding rock bolt systems," Proceedings of the 15th International Conference On Ground Control In Mining.

Non-Destructive Testing Method of the Stress State of the Expansion Rock Bolt Support

In the paper the use of different measurement methods in assessing the degree of the bolt stress is presented. The particular attention is given to the Self-excited Acoustical System (SAS) for measuring the stress changes, which can be used to make a non-destructive assessment of the stressed bolt around excavations as well as in tunnels. The laboratory stand for testing the ultimate tensile strength of the rock bolt has been built in the Faculty of Mining and Geoengineering AGH, which allows to test the rock bolts under various loads. The aim of the study was to compare the results recorded by two different measuring systems, thanks to which it was possible to assess the strain of the construction by using a non-destructive method.



Przedsiębiorstwo Budowy Kopalń PeBeKa S.A.
Grupa KGHM

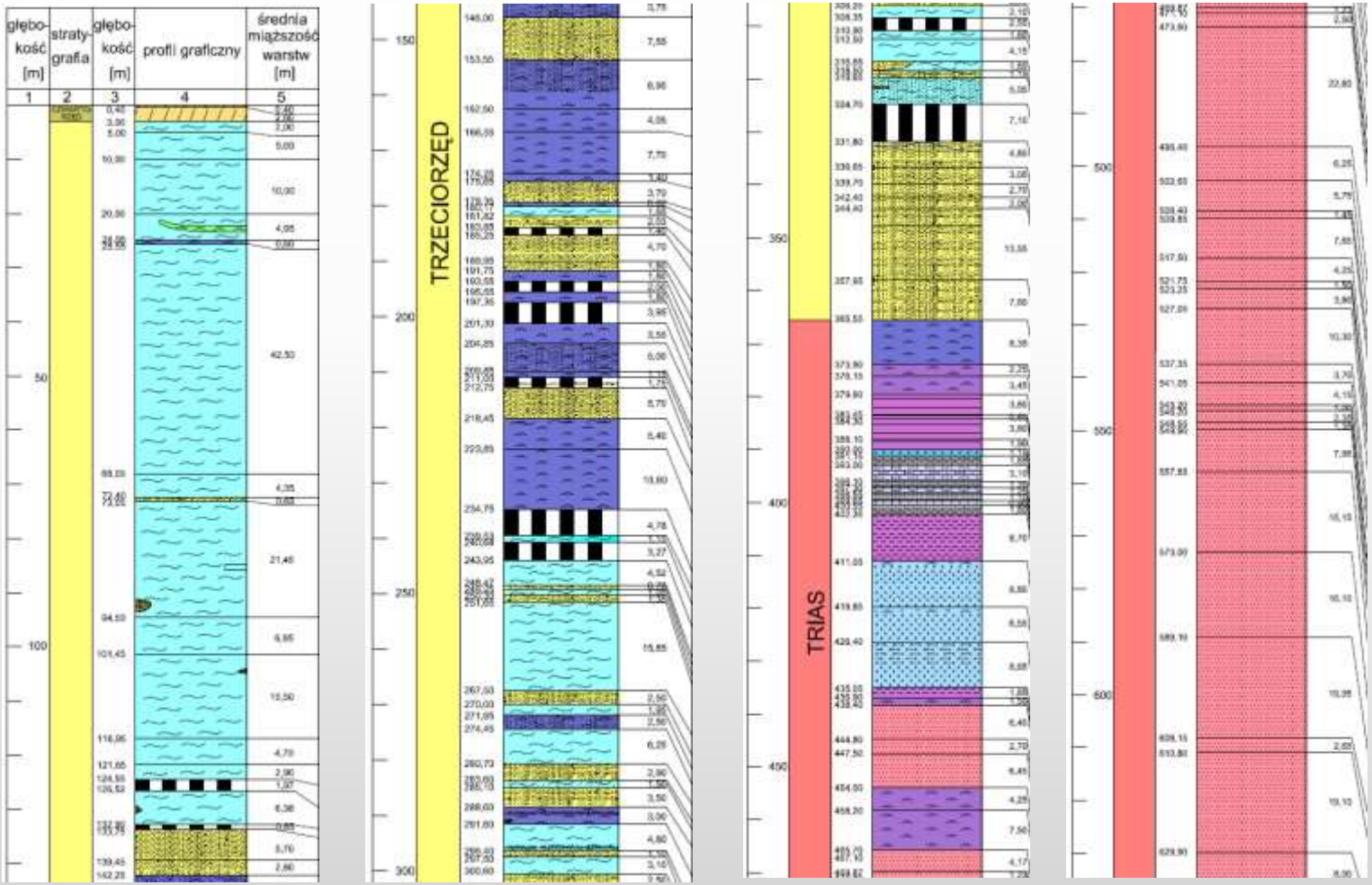
Kontrola płaszcza mrożeniowego w metodzie specjalnej przygotowania górotworu do głębienia

Autor: Beata Latoń

Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków, dnia 24 lutego 2016 r.

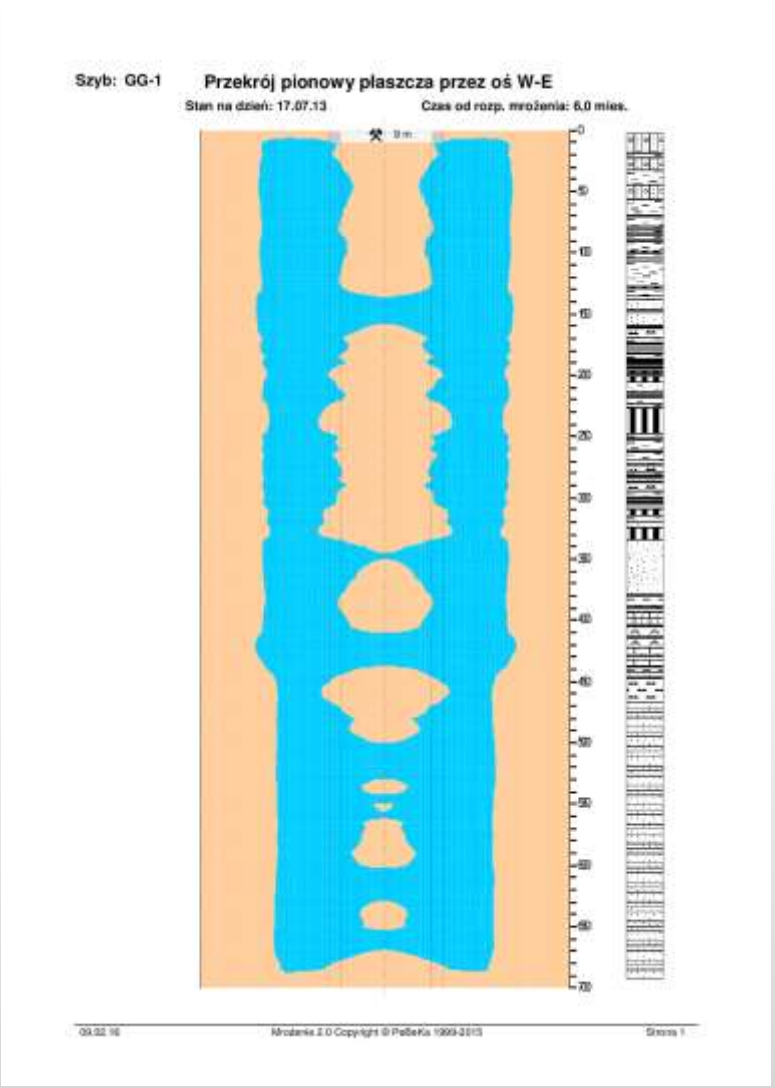
WSTĘP

Rzeczywisty profil geologiczny szybu GG-1



GŁĘBOKOŚĆ MROŻENIA

Ustalenie głębokości mrożenia



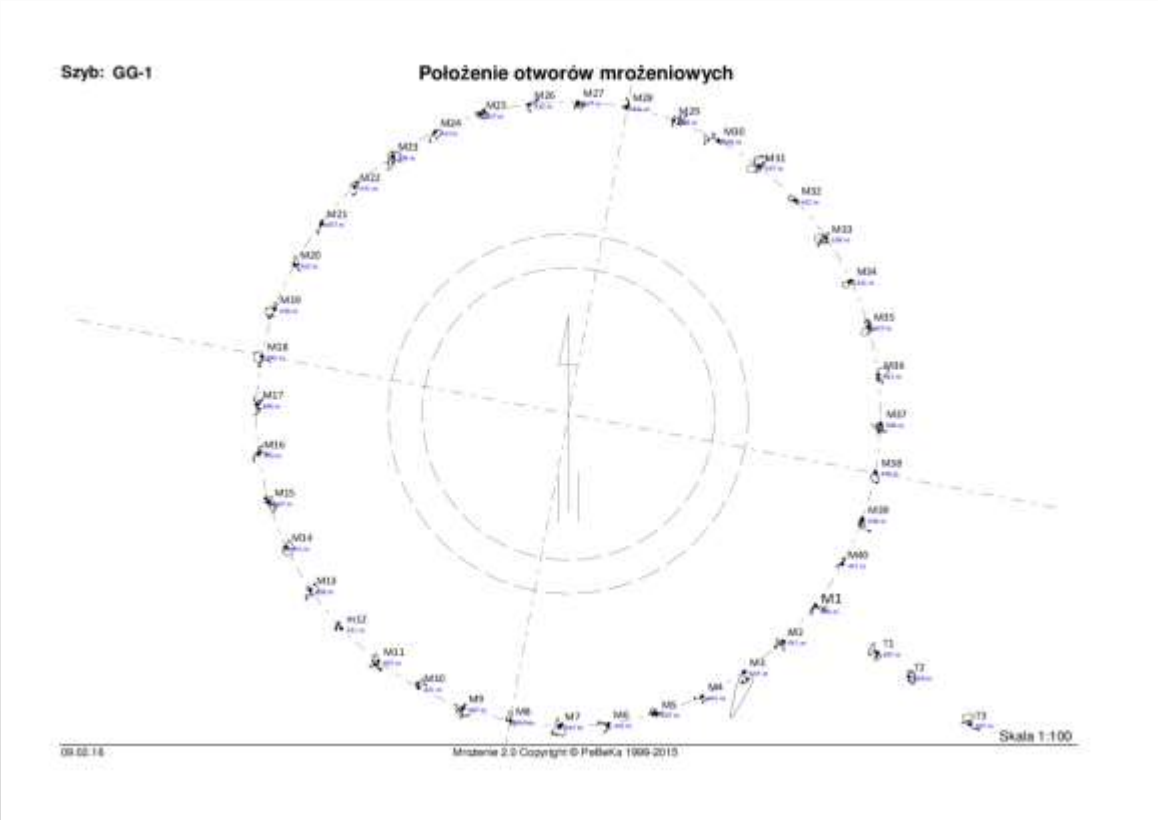
Kontrola płaszcza mrożeniowego w metodzie specjalnej przygotowania górotworu do głębienia

KRĄG OTWORÓW MROŻENIOWYCH

Otwory mrożeniowe i kontrolne

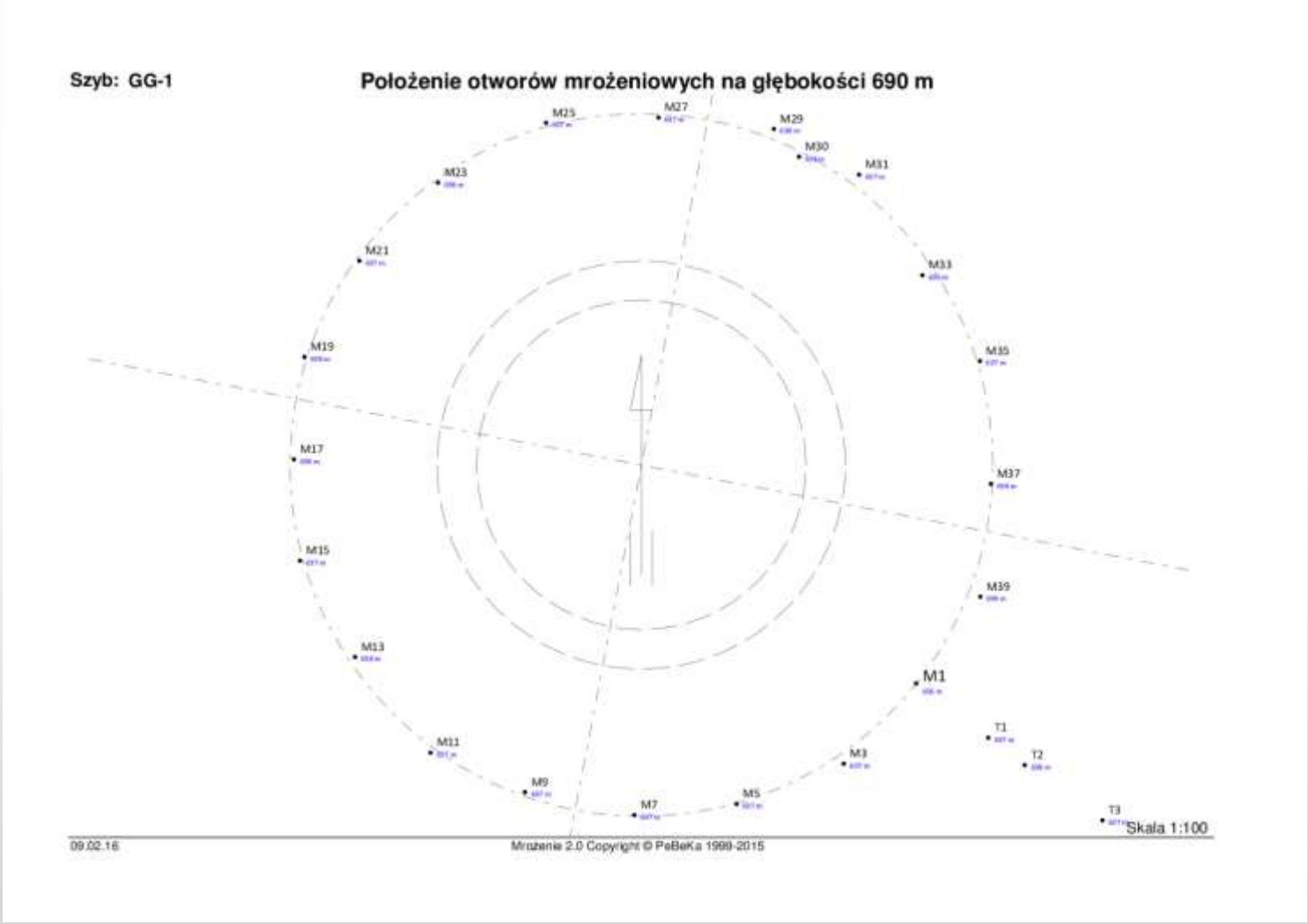
40 otworów mrożeniowych na kręgu o średnicy 16 m

- 20 otworów długich (690 m)
- 20 otworów krótkich (440 m)
- 3 otwory kontrolno-pomiarowe położone radialnie



KRĄG OTWORÓW MROŻENIOWYCH

Otwory mrożeniowe i kontrolne



Kontrola płaszcza mrożeniowego w metodzie specjalnej przygotowania górotworu do głębienia

KONTROLA PROCESU MROŻENIA

Pomiary wykonywane w ramach kontroli procesu mrożenia

- ✓ Pomiary bazowe przed rozpoczęciem mrożenia
  - pomiary geoakustyczne
  - pomiar temperatury naturalnej górotworu
- ✓ Pomiary podczas mrożenia górotworu
  - pomiary temperatury
  - pomiary geoakustyczne
  - pomiary temperatury w wyłomie szybu w czterech punktach na krawędzi dna i w jądrze szybu
- ✓ Pomiary podczas rozmrażania
  - pomiary temperatury
  - pomiary geoakustyczne
  - pomiary temperatury za pomocą czujników zabudowanych w poziomych pipetach za obudową tubingową



Kontrola płaszcza mrożeniowego w metodzie specjalnej przygotowania górotworu do głębienia

KONTROLA PROCESU MROŻENIA

Urządzenia pomiarowe



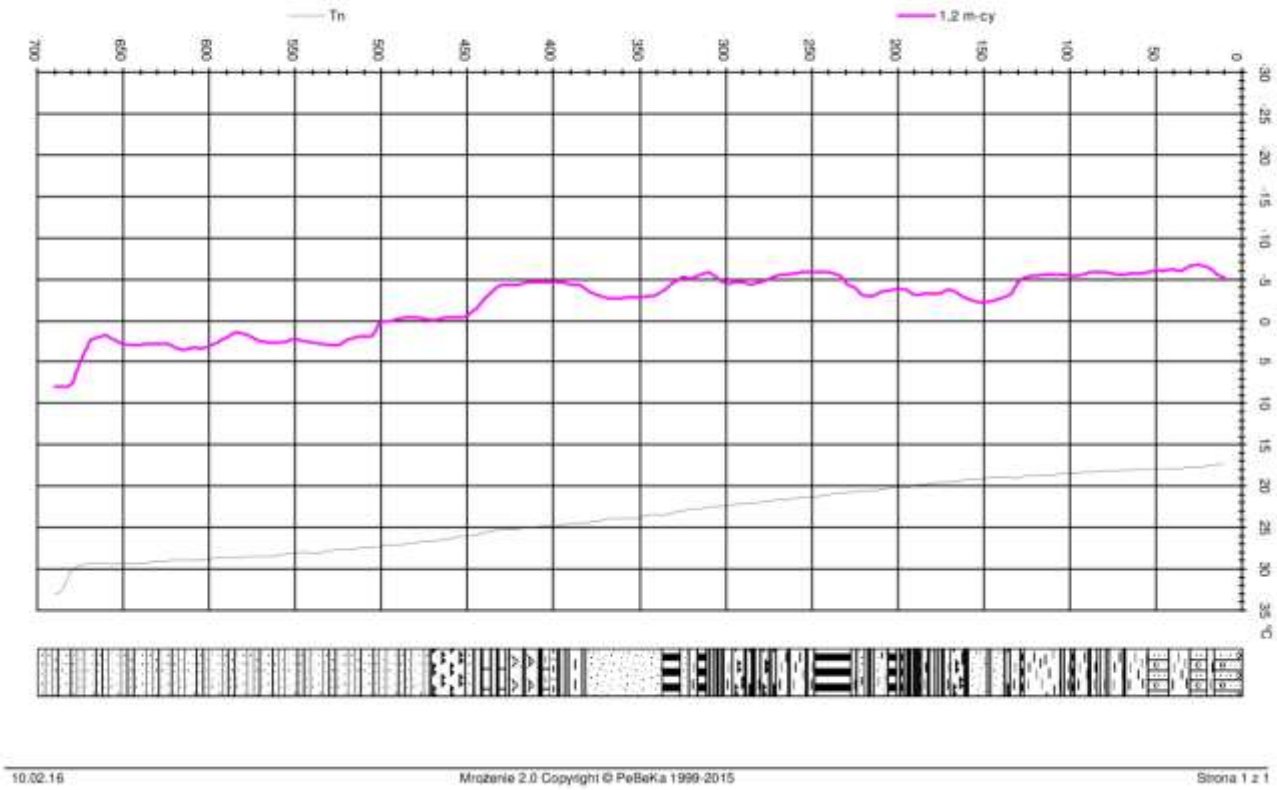




Kontrola płaszcza mrożeniowego w metodzie specjalnej przygotowania górotworu do głębienia

POMIARY TEMPERATURY

Pomiary bazowe temperatury naturalnej górotworu



POMIARY TEMPERATURY

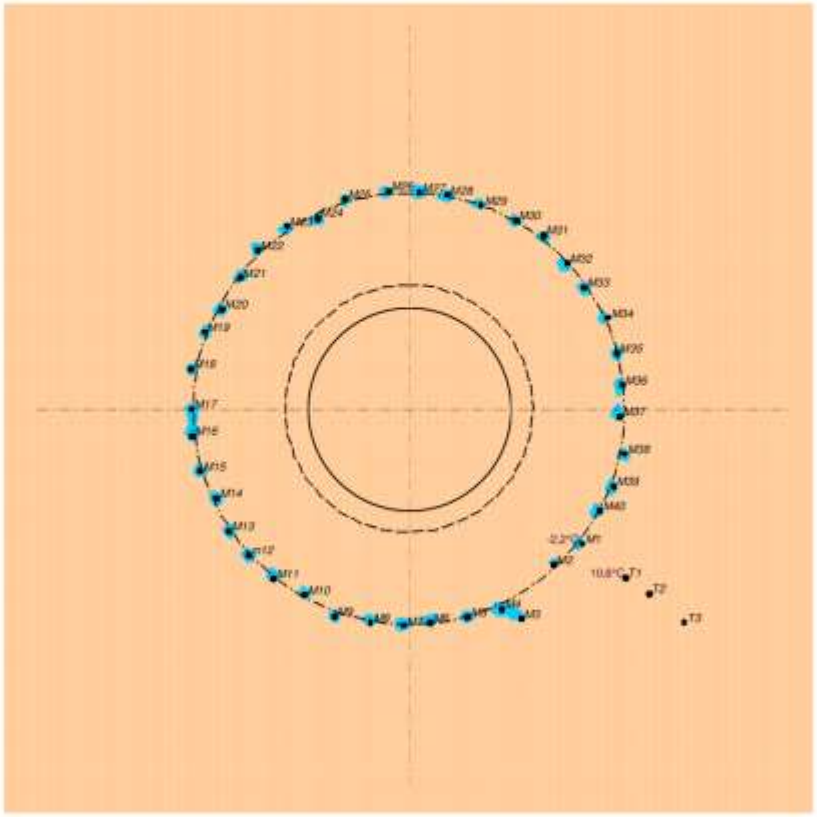
Pomiary temperatury podczas mrożenia i rozmrażania

Szyb: GG-1 Zasięg płaszcza mrożeniowego - przekrój poziomy

Stan na dzień: 19.02.13 Czas od rozp. mrożenia: 1,2 mies.

Głębokość: 150 m Piasek Tz: -0,2 °C Tn: 19,0 °C

Gr. płaszcza: 0,44 m



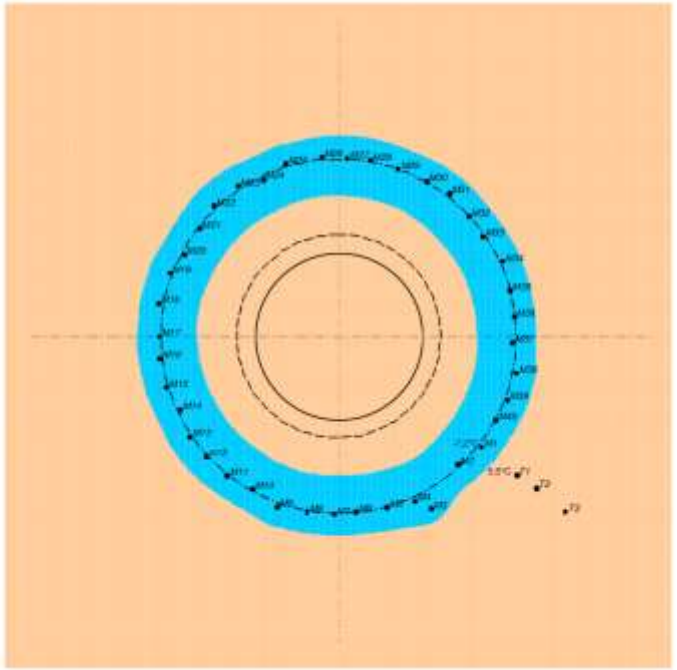
Skala 1:200

Szyb: GG-1 Zasięg płaszcza mrożeniowego - przekrój poziomy

Stan na dzień: 25.03.13 Czas od rozp. mrożenia: 2,3 mies.

Głębokość: 150 m Piasek Tz: -0,2 °C Tn: 19,0 °C

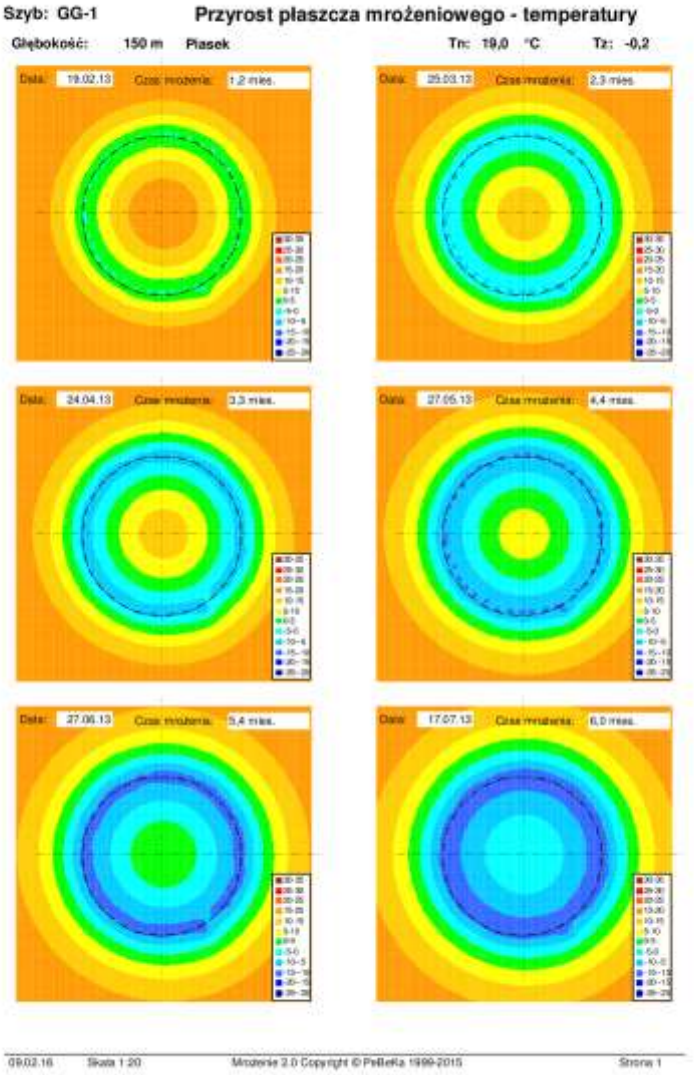
Gr. płaszcza: 2,68 m

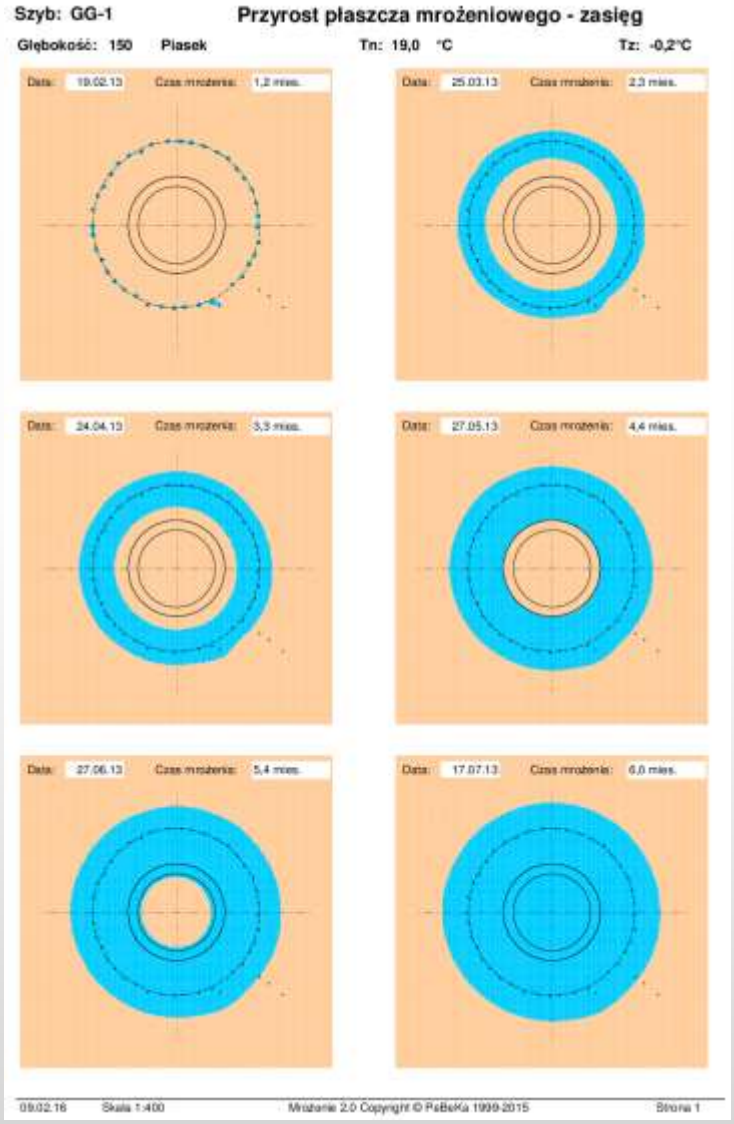


Skala 1:200

Kontrola płaszcza mrożeniowego w metodzie specjalnej przygotowania górotworu do głębienia

POMIARY TEMPERATURY



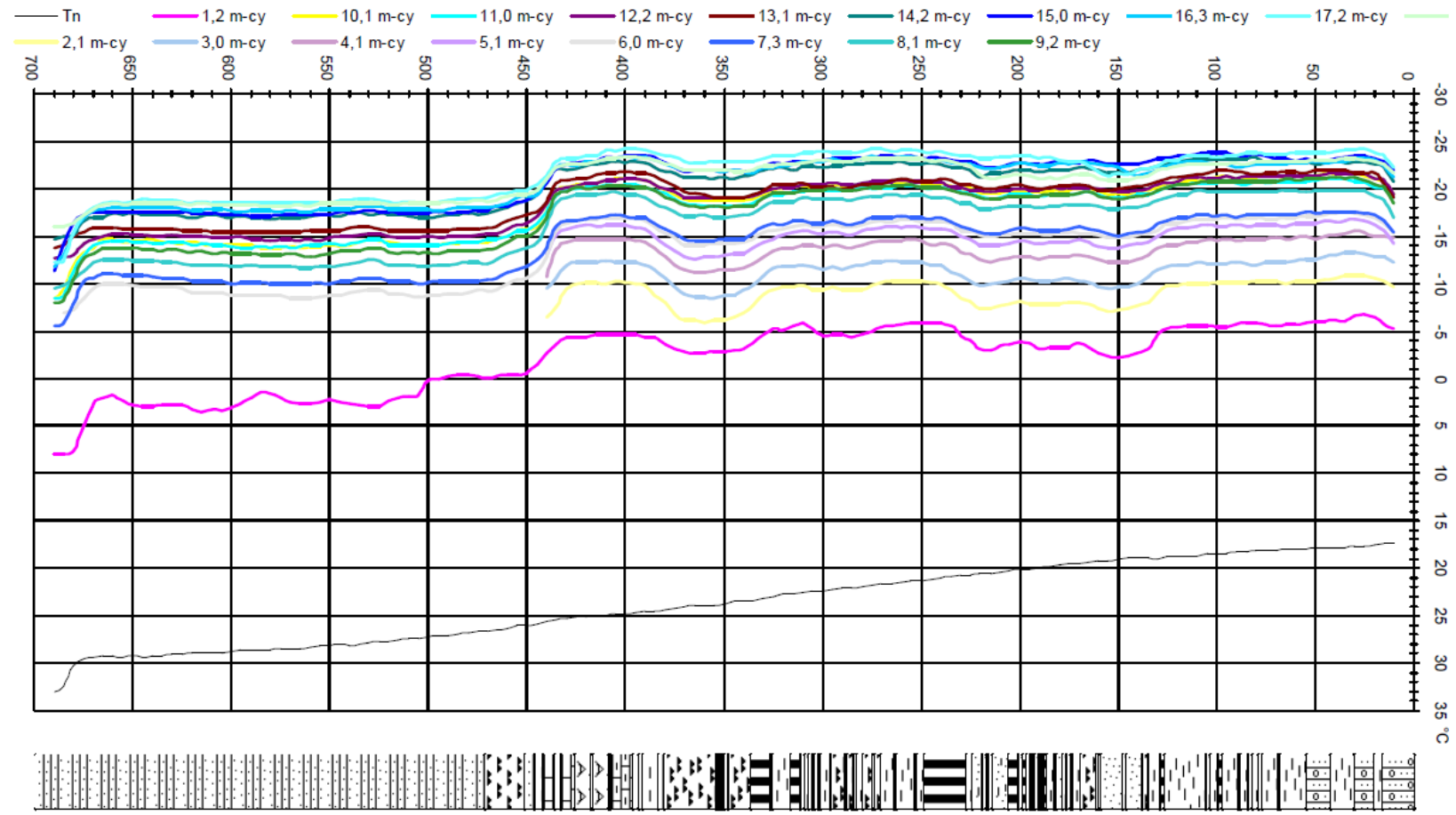


Kontrola płaszcza mrożeniowego w metodzie specjalnej przygotowania górotworu do głębienia

POMIARY TEMPERATURY

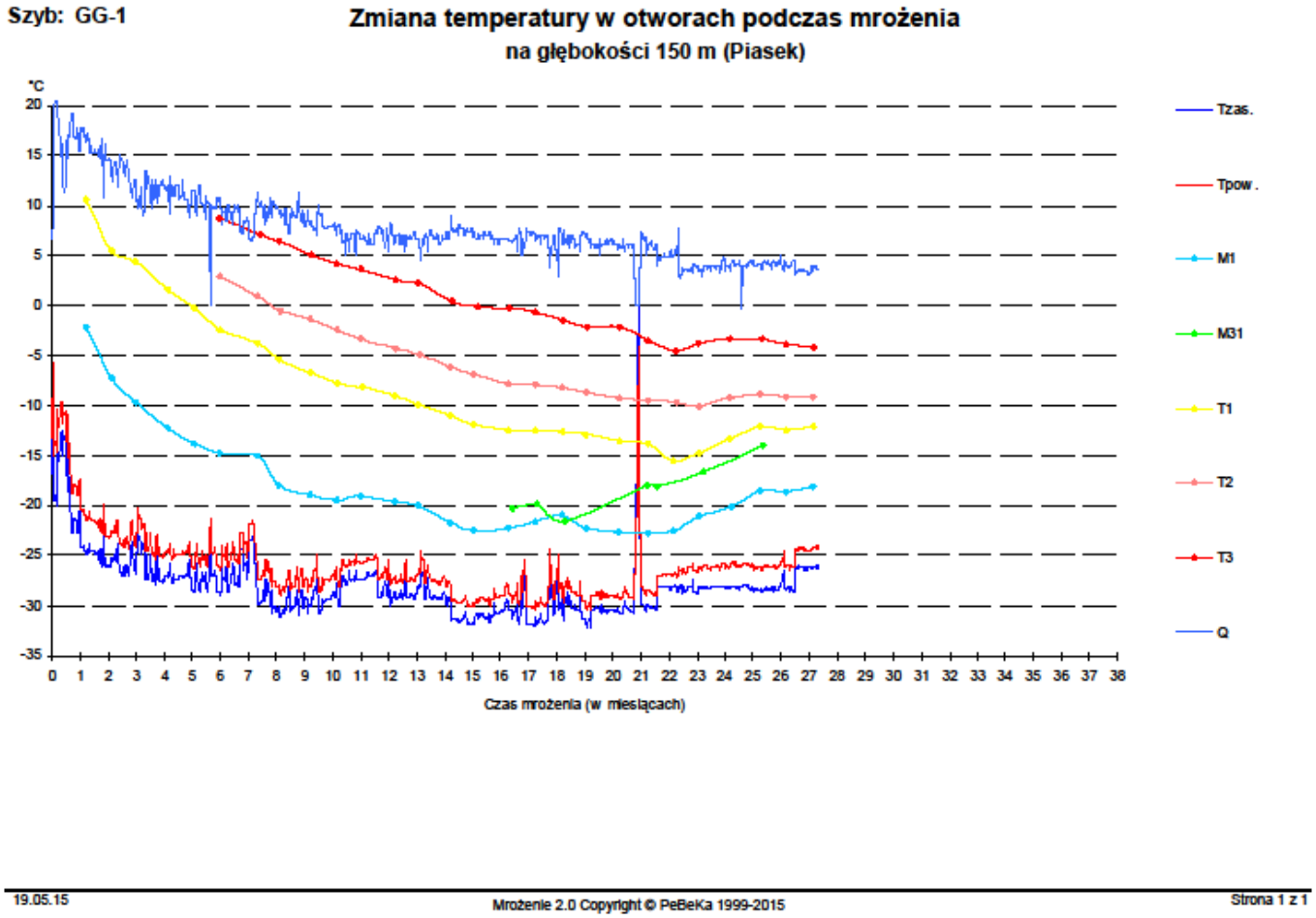
Szyb: GG-1

Pomiary temperatury w otworze M1



Kontrola płaszcza mrożeniowego w metodzie specjalnej przygotowania górotworu do głębienia

POMIARY TEMPERATURY



POMIARY TEMPERATURY

Pomiary temperatury w przodku głębionego szybu



Kontrola płaszcza mrożeniowego w metodzie specjalnej przygotowania górotworu do głębienia

POMIARY TEMPERATURY



Pomiary temperatury w przodku głębionego szybu

Głębokość [m]	Temperatura na ociosach i w jądrze szybu [ºC]				
	N	E	S	W	J
73,9	-8,0	-7,3	-7,4	-7,1	-0,1
290,3	-18,8	-18,9	-18,1	-18,4	-16,4
405,7	-17,0	-19,2	-20,5	-19,3	-13,8
619,2	-13,1	-13,2	-13,4	-12,9	-12,7

POMIARY TEMPERATURY

Pomiary temperatury w górotworze na etapie rozmrażania

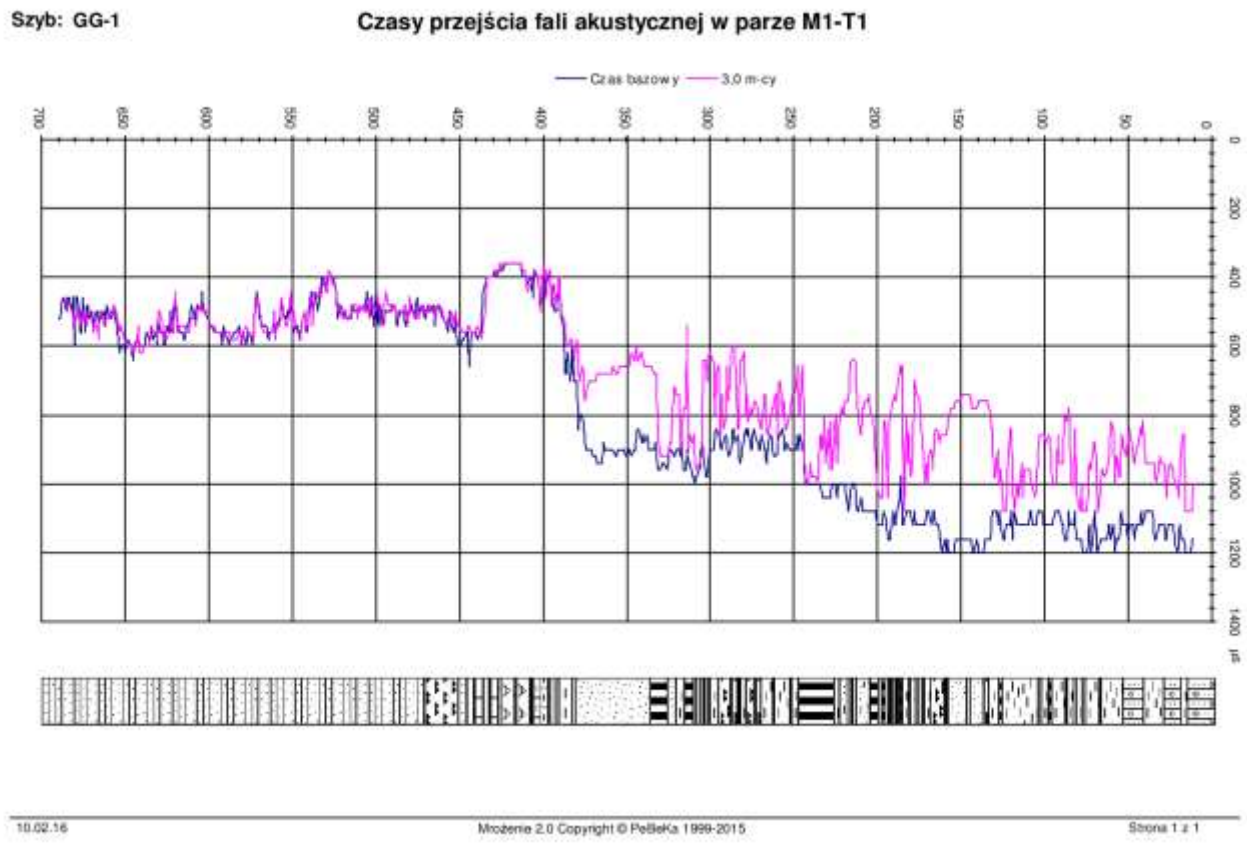


Pomiar temperatury w zabudowanych pipetach wykonany w dniu 26.01.2016 r.

Odległość czujnika od obudowy tubingowej [m]	Poziom – głębokość zabudowy czujników pomiarowych za obudową tubingową [m]												
	49,3	111,0	150,0	214,7	268,8	301,8	354,4	405,5	465,7	516,8	567,9	619	670,1
0,5	-8,2	-10,3	-12,7	-13,2	-13,6	-13,5	-13,7	-13,8	-13,4	-13,4	-12,9	-10,2	-4,9
1,0	-10,2	-11,8	-13,7	-14,1	-14,3	-14,3	-14,4	-14,7	-14,3	-13,8	-13,6	-11,6	-6,2
1,5	-11,3	-12,8	-14,1	-14,1	-14,6	-14,5	-14,6	-15,1	-14,5	-14,1	-13,7	-11,7	-7,8
2,0	-12,2	-13,4	-14,2	-14,2	-15,0	-14,6	-14,8	-15,4	14,8	-14,3	-13,8	-13,1	-9,3

POMIARY GEOAKUSTYCZNE

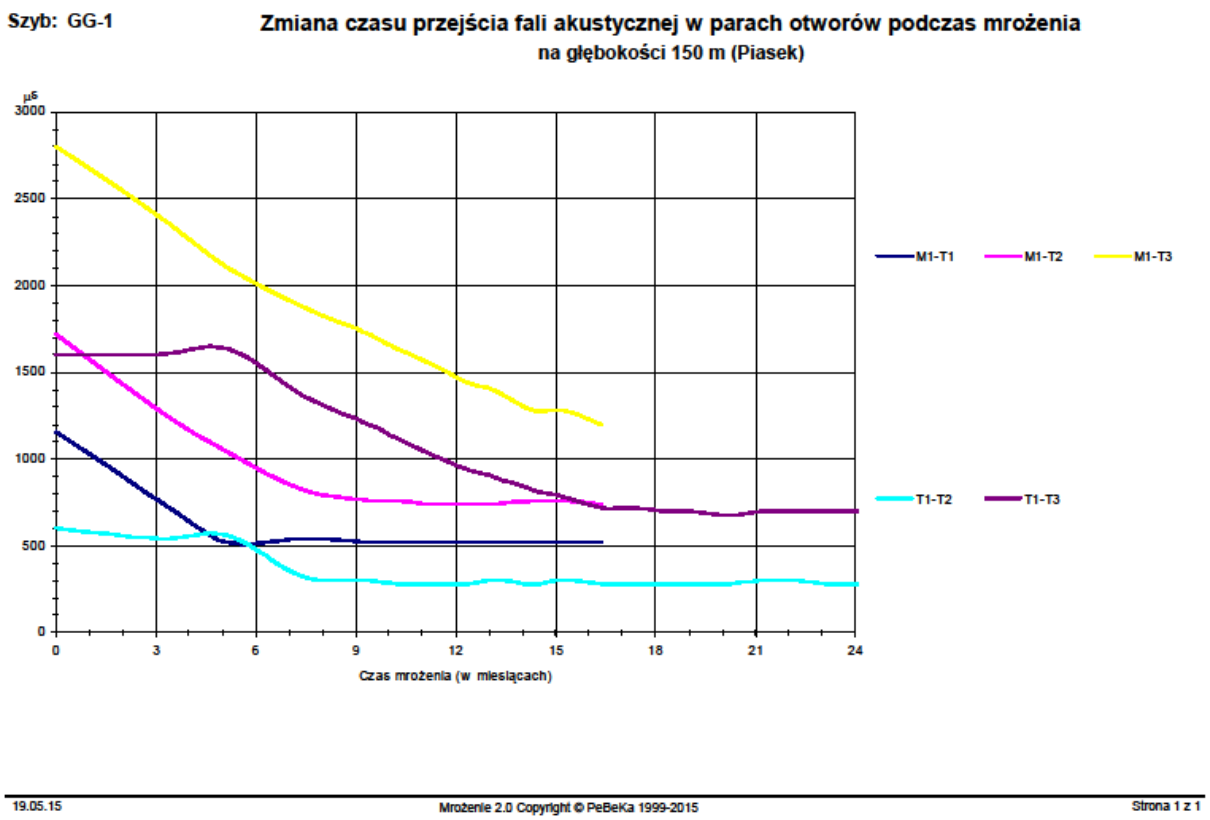
Bazowe pomiary geoakustyczne



Kontrola płaszcza mrożeniowego w metodzie specjalnej przygotowania górotworu do głębienia

POMIARY GEOAKUSTYCZNE

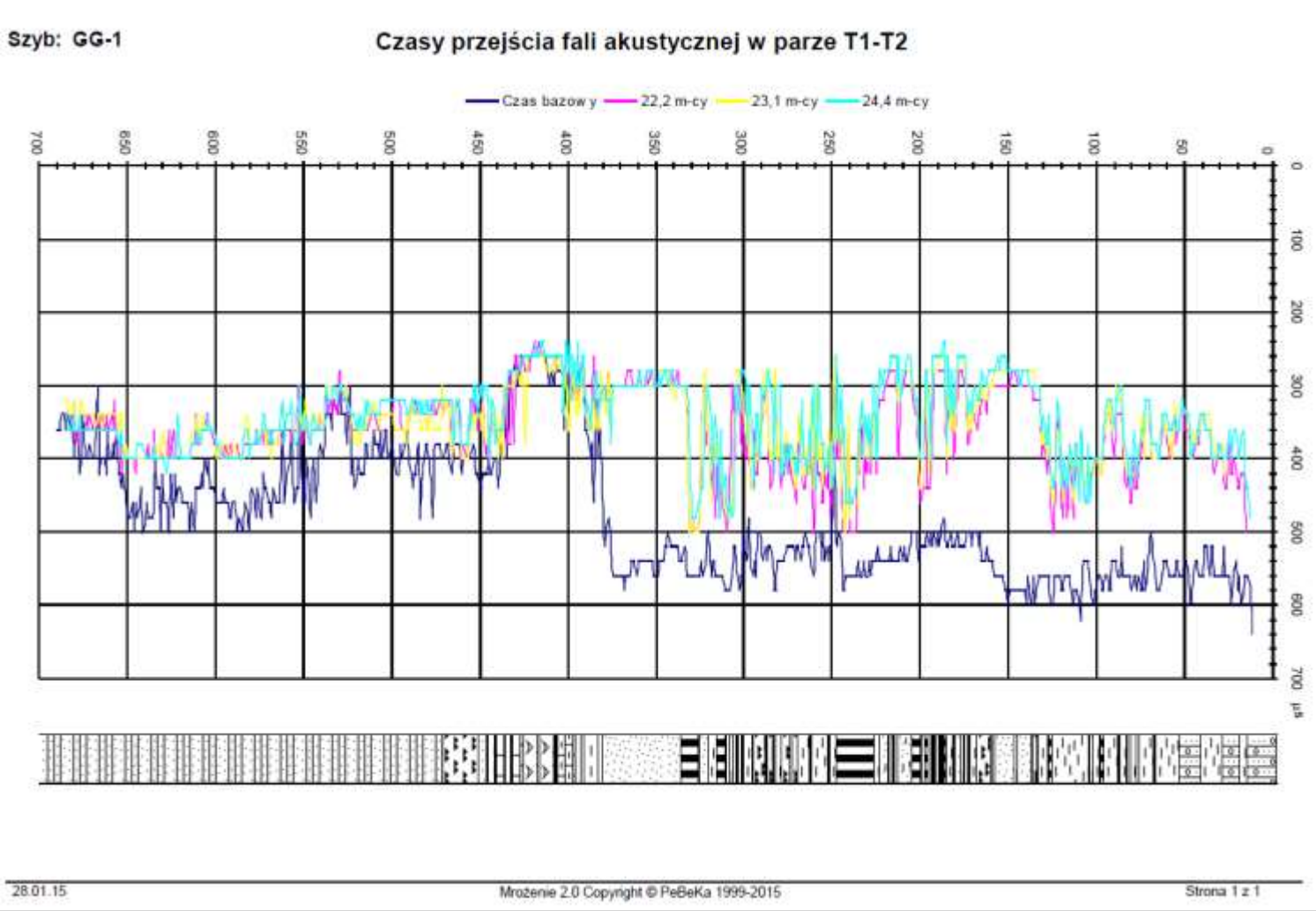
Pomiary geoakustyczne – kontrola szczelności płaszcza



Kontrola płaszcza mrożeniowego w metodzie specjalnej przygotowania górotworu do głębienia

POMIARY GEOAKUSTYCZNE

Pomiary geoakustyczne – kontrola grubości płaszcza



Kontrola płaszcza mrożeniowego w metodzie specjalnej przygotowania górotworu do głębienia

POMIARY W STACJI AGREGATÓW MROŻENIOWYCH

Monitoring procesu mrożenia



Kontrola płaszcza mrożeniowego w metodzie specjalnej przygotowania górotworu do głębienia

Przedsiębiorstwo Budowy Kopalń PeBeKa S.A.
Grupa KGHM



Dziękuję za uwagę

Pogłębianie szybu 8 i budowa poziomu 880 m szansą na utrzymanie zdolności wydobywczej KWK Jankowice po roku 2020

Stanisław Konsek
KWK „Jankowice”

Michał Menżyk
KWK „Jankowice”

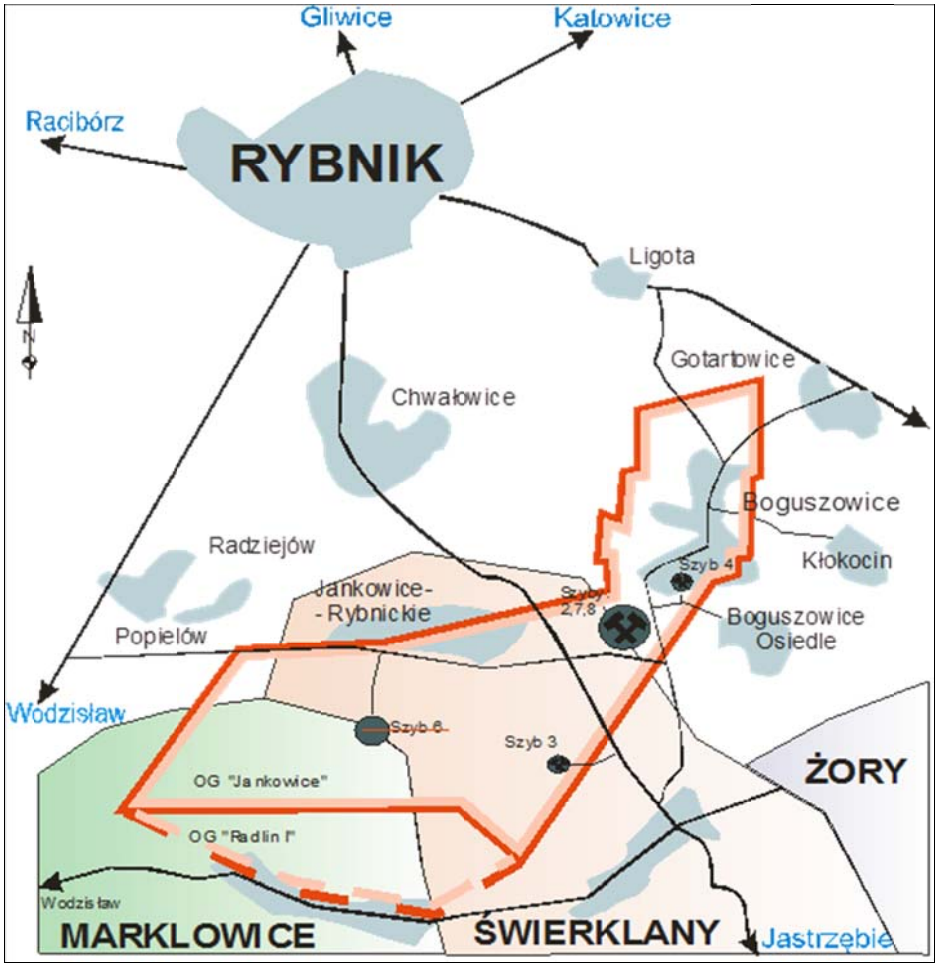
STRESZCZENIE: Głębienie szybu rozpoczęto w listopadzie 1987 r., a zakończono w sierpniu 1991 r. Szyb zgłębiono do głębokości 731,76 m od zrębu szybu, równocześnie wykonując wlot jednostronny na poziomie 250 m i wloty dwustronne na poziomach 400 m, 565 m i 700 m. We wrześniu 2004 roku kopalnia uzyskała zezwolenie na ruch górniczego wyciągu szybowego w przedziale wschodnim, natomiast w pierwszej połowie 2006 roku zezwolenie na ruch górniczego wyciągu szybowego w przedziale zachodnim. W 2008 roku wybrano wykonawcę projektu koncepcyjnego budowy poziomów 880 i 1070 m oraz projektu techniczno-technologicznego pogłębienia szybu do poziomu 1103,7 m. W listopadzie 2010 r. rozpoczęto realizację wyrobisk technologicznych niezbędnych dla pogłębiania szybu 8, które zakończone zostały w styczniu 2013 r. Następnie prowadzone były prace związane z wykonaniem otworu wielkośrednicowego z poziomu 880 m do poziomu 731,76 m. Obecnie kopalnia realizuje umowę „Pogłębianie szybu 8 na odcinku od poz. 731,76 m do poziomu 1103,7 m z wykonaniem obudowy szybowej i dwoma dwustronnymi wlotami na poz. 880 m i 1070 m oraz zabudową zbrojenia szybowego dla KW S.A. Oddział KWK „Jankowice”.

1. WSTĘP

1.1. *Lokalizacja i rys historyczny*

Złoże Kopalni „Jankowice” położone jest w zachodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego w południowo-wschodniej części niecki chwałowickiej zalegającej między nasunięciem michałkowickim na zachodzie i nasunięciem orłowskim od wschodu. Niecka ta stanowi brachysynklinę, której maksymalne obniżenia znajdują się w pobliżu północnej granicy dokumentowanego obszaru. Kopalnia Jankowice prowadzi działalność górniczą od 1916 roku. Na przestrzeni lat zmieniały się miejsca, sposoby i zakres eksploatacji złoża. Przez okres bez mała 100 lat działalności górniczej część zasobów węgla w kopalni Jankowice została wyeksploatowana. Jednakże pozostająca znaczna ilość zasobów zalegających w ramach obszaru górniczego kopalni jest nadal wystarczająco duża, aby podjąć działania zmierzające do określenia możliwo-

ści wyeksploatowania powyższych zasobów przy utrzymaniu dotychczasowego poziomu wydobycia. Kopalnia Jankowice od początku lat siedemdziesiątych funkcjonowała jako kopalnia dwuruchowa, z infrastrukturą powierzchniową i dołową zlokalizowaną w rejonie szybów 6 i 5a oraz zakładem przeróbczym, szybem skipowym wydobywczym zlokalizowanym w rejonie szybu zjazdowo-materiałowego 2. W latach dziewięćdziesiątych podjęto pierwsze działania zmierzające do restrukturyzacji technicznej funkcjonującego zakładu górniczego. Wdrażanie nowego modelu rozpoczęto w sierpniu 2001 od rozpoczęcia procesu likwidacji rejonu szybu 6 i 5a. Natomiast zakończenie procesu likwidacji tego rejonu wraz z przygotowaniem rejonu szybu 2 i 8 do przejęcia wszystkich funkcji po rejonie, nastąpiło w lipcu 2008 roku. Aktualna koncepcja rozwoju modelu produkcyjnego kopalni jest realizowana, z drobnymi zmianami, w oparciu o opracowany „Oszczędnościowy, docelowy model kopalni" przyjęty jako jednoruchowy.



Rys. 1. Położenie i obszar górniczy KWK Jankowice
Figure 1. Location and mining area KWK Jankowice

- Szyb 2 – szyb wdechowy o głębokości 436,3 m, dwuprzedziałowy, z dwoma urządzeniami wyciągowymi, średnica tarczy wynosi 6,6 m,
- Szyb 3 – szyb wydechowy o głębokości 421,3 m z jednym urządzeniem wyciągowym, średnica tarczy wynosi 6,8 m,
- Szyb 4 – szyb wydechowy o głębokości 273,5 m bez stałego urządzenia wyciągowego, średnica tarczy wynosi 5,0 m,
- Szyb 7 – szyb wdechowy o głębokości 634,2 m, dwuprzedziałowy, z dwoma urządzeniami wyciągowymi, sztuczne dno – 471 m, średnica tarczy wynosi 7,5 m,
- Szyb 8 – szyb wdechowy o głębokości 731,31 m, dwuprzedziałowy, z dwoma urządzeniami wyciągowymi, średnica tarczy wynosi 8,5 m.

Szyb 8 po docelowym zgłębieniu do poziomu 1103 m i likwidacji szybu 2 pozostanie jedynym szybem zjazdowym. Podstawowym szybem wentylacyjnym dla rejonów wydobywczych jest i będzie szyb 3, natomiast szyb 4 służył będzie do wentylacji komór przyszybowych na czynnych poziomach i wentylacji partii „P" aż do jej sczerpania. W docelowym modelu zrezygnowano z pogłębiania szybów wentylacyjnych. W miarę schodzenia z eksploatacją na niższe poziomy wydobywcze, nowe poziomy wentylacyjne udostępniane będą upadowymi drążonymi w rejonie szybów wentylacyjnych. Takie zmiany w konsekwencji doprowadziły do zmiany szkieletu kamiennego kopalni, wyznaczenia nowych poziomów wydobywczych oraz zaprojektowania nowych dróg odstawy urobku. Celem dalszego upraszczania docelowego modelu kopalni przyjęto koncepcję rezygnacji z pogłębiania szybu 7 i pozostawienia docelowo punku załadowczego na poziomie 400 m oraz sukcesywnego wydłużania pochyłych dróg odstawy, aż do poz. 1070 m – ostatni poziom wydobywczy. Przyjęcie takiego modelu przyniesie znaczne korzyści w postaci:

- uniknięcia nakładów na pogłębienie szybu 7 i wydłużenie urządzenia wyciągowego,
- utrzymania istniejącej zdolności skipu, gdyż w przeciwnym wypadku dojdzie do obniżenia jego wydajności (zmniejszenie udźwigu użytecznego i wydłużenie czasu ciągnienia),
- utrzymanie jednopoziomowego ciągnienia urobku,
- odciążenie szybu 8 od konieczności ciągnienia kamienia z pogłębiania szybu 7,
- możliwość likwidacji szybu 2 po ostatecznym zakończeniu pogłębiania szybu 8 do głębokości 1103 m.

Nieckowate zaleganie warstw w obszarze górniczym oraz zaszłości eksploatacyjne miały decydujący wpływ na przyjęty podczas realizowanej w latach 1974–1984 intensywnej rozbudowy kopalni, przestrzenny podział złoża i model kopalni aktualny w dużej części do dzisiaj. Generalnie można stwierdzić, że kopalnia stosuje węglowy sposób udostępnienia pokładów na poziomach (struktura węglowa). Takie rozcięcie złoża, praktycznie powielane na wszystkich poziomach, polega na tym, że od szybów głównych prowadzone są przecznice – prawie prostopadłe do rozciągłości pokładów – zwane przekopami zachodnimi, które zakończone są pochylniami w pokładach i łączą je z wyrobiskami na poziomach wyższych. Drugą nitkę wyrobisk głównych, zamykających pętle na poszczególnych poziomach w południowej części obszaru, stanowią chodniki kierunkowe, przekop centralny i przekopy gazowe. Chodniki te łączą szyby główne z przekopem gazowym i są wykonane w pokładach grupy siodłowej jako chodniki podstawowe lub prowadzone są równolegle, w pewnej odległości od tej wiązki pokładów, jako chodniki kierunkowe. Poprzez długofalowe działania doprowadzono do maksymalnego uprosz-czenia modelu kopalni powodując, że pod względem prowadzonej odstawy i ciągnienia urobku można traktować kopalnię jako jednopoziomową. Takie rozwiązanie stało się możliwe

dzięki ujednoliceniu sposobu transportu urobku i całkowitego przejścia na odstawę taśmową. Kopalnia Jankowice w chwili obecnej eksploatuje złoże na poziomach 565 m i 700 m. Dotychczasowe działania zmierzające do uproszczenia modelu kopalni doprowadziły do sytuacji, w której urobek węglowy sprowadzany jest w całości na poziom 400 m, gdzie jest transportowany pod szyb 7 i następnie wyciągany na powierzchnię. Dlatego w sensie odstawy głównej oraz ciągnienia urobku kopalnia Jankowice jest kopalnią o modelu jednopoziomowym. Likwidacja filara dla szybu 6 i 5a doprowadziła w konsekwencji do zmiany szkieletu kamiennego kopalni i wyznaczenia nowych poziomów wydobywczych. Założono, że docelowy model kopalni opierał się będzie na czterech poziomach wydobywczych tj. 565 m, 700 m, 880 m i 1070 m. Jednak transport urobku na powierzchnię dla wszystkich poziomów odbywał się będzie z poziomu 400m. W celu realizacji takiego modelu odstawy wykonane zostaną główne upadowe transportowe na wyższe poziomy. Aktualnie funkcjonują diagonala odstawcza w pokł. 507 z poziomu 700 m na 565 m oraz upadowa transportowa z poziomu 650 m na poziom 400 m. Drążony jest końcowy odcinek głównej upadowej odstawczej z poziomu 700 m na 880 m.

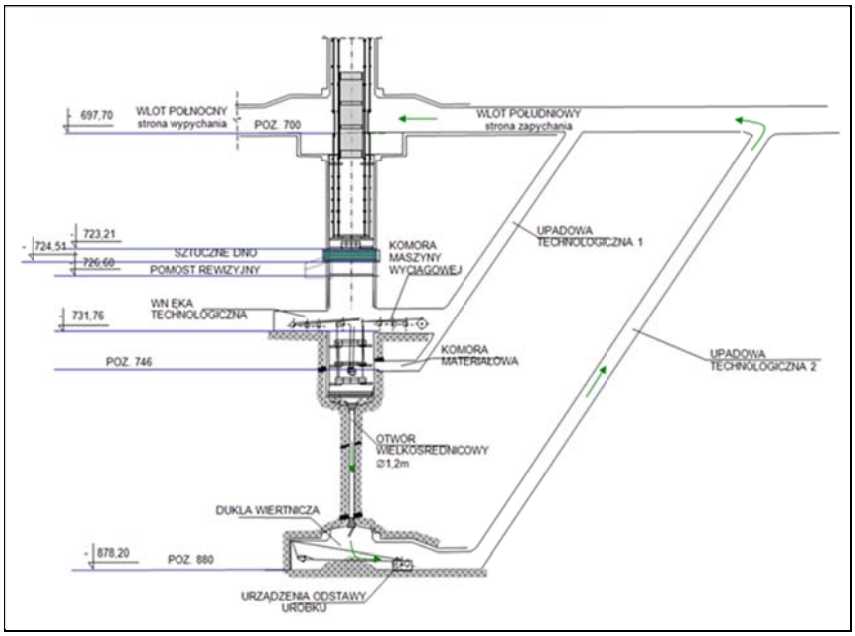
1.3. *Zdolność wydobywcza*

Aktualną zdolność produkcyjną kopalni Jankowice w wysokości 12.000 t/d netto określają zdolności poszczególnych cięgien technologicznych, z których wynika, że zdolność produkcyjna kopalni zależna jest przede wszystkim od frontu eksploatacyjnego oraz wielkości węgla zbywalnego. Podstawową przyczyną ograniczonego frontu eksploatacyjnego jest mała powierzchnia obszaru górniczego oraz warunki górniczo-geologiczne a zwłaszcza bliskie zaleganie pokładów, które nie pozwalają na wcześniejsze rozcięcie niektórych pokładów, co w konsekwencji prowadzi do braku możliwości rozwinięcia frontu eksploatacyjnego. Na ograniczenie frontu eksploatacyjnego, w dużym stopniu wpływa także konieczność prowadzenia eksploatacji „szufladkowej" z kopalnią „Marcel". Kryteria bilansowości pokładów sformułowane w latach poprzednich nie odpowiadają dzisiejszym uwarunkowaniom ekonomicznym, czego wynikiem jest przeklasyfikowanie do zasobów pozabilansowych pokładów o grubości poniżej 1,5 metra, o dużym zapopieleniu, dużej liczbie uskoków niepozwalających na uzyskanie wysokiej koncentracji a tym samym ekonomicznej, to znaczy zyskownej produkcji węgla. Z uwagi na podobne kryteria oraz występowanie dodatkowo bardzo dużego zagrożenia pożarami endogenicznymi zrezygnowano z eksploatacji partii „Północnej". Taka selekcja złoża wpłynęła na efektywność ekonomiczną produkcji i na jej bezpieczeństwo oraz spowodowała zmniejszenie zasobów operatywnych kopalni z 280 do 222 mln ton, co w konsekwencji obniżyło maksymalną zdolność produkcyjną frontu eksploatacyjnego do poziomu 12 000 t/d. Zdolność pozostałych ogniw produkcyjnych pozostaje na dotychczasowym poziomie. W zakresie obniżania kosztów wydobycia wiodącym działaniem będzie dalsze zwiększenie koncentracji wydobycia. Wraz z wdrażaniem nowego modelu kopalni rozpoczęte zostały działania w celu restrukturyzacji transportu dołowego. Polegają one głównie na przechodzeniu z transportu kolejkami spągowymi na transport podwieszanymi kolejkami spalinowymi. Zwiększenie wybiegów ścian oraz uzyskiwanie wydobycia z mniejszej liczby ścian, spowodowało spadek zapotrzebowania na roboty zbrojeniowo-likwidacyjne oraz usługi oddziałów maszynowych i elektrycznych, co wpłynęło na możliwość dalszego obniżenia zatrudnienia kopalni.

2. GŁÓWNE CELE INWESTOWANIA

2.1. *Pogłębianie szybu 8 do poz. 880 m – docelowo głębienie szybu do poz. 1103 m*

Głębienie szybu o średnicy 8,5 m rozpoczęto w listopadzie 1987 r., a zakończono w sierpniu 1991 r. Szyb zgłębiono do głębokości 731 m od zrębu szybu, równocześnie wykonując wlot jednostronny na poziomie 250 m i wloty dwustronne na poziomach 400 m, 565 m i 700 m. Ostateczną obudowę szybu wykonano jako betonową o grubości 0,4 m do 0,7 m. W październiku 1993 r. z powodu braku środków finansowych przerwano realizację zadania do 1998. Od 1999 roku przystąpiono do dostawy konstrukcji stalowej wieży i nadszybia i jej montażu oraz dozbrajania szybu. We wrześniu 2004 roku kopalnia uzyskała zezwolenie na ruch górniczego wyciągu szybowego w przedziale wschodnim, natomiast w pierwszej połowie 2006 roku zezwolenie na ruch górniczego wyciągu szybowego w przedziale zachodnim. W 2008 roku wybrano wykonawcę projektu koncepcyjnego budowy poziomów 880 i 1070 m oraz projektu techniczno-technologicznego pogłębienia szybu do głębokości 1103,0 m. Projekt koncepcyjny zakładał wykonanie wyrobisk technologicznych tj. upadowej technologicznej 2 do poziomu 880 m przeznaczonej dla odstawy urobku spod projektowanego otworu wielkośrednicowego oraz upadowej technologicznej 1 do poziomu 731 m, komory maszyny wyciągowej i chodnika materiałowego na poziomie 746 m. W listopadzie 2010 r. rozpoczęto realizację wyrobisk technologicznych, tj.: upadowej technologicznej 1, chodnika materiałowego, komory maszyny wyciągowej i upadowej technologicznej 2 niezbędnych dla pogłębiania szybu 8, które zakończone zostały w styczniu 2013 r. Następnie prowadzone były prace związane z wykonaniem otworu wielkośrednicowego z poziomu 880 m do poziomu 731 m.



Rys. 2. I etap pogłębiania szybu od poz. 731 m do 880 m
Figure 2. I stage of deepening the main shaft between levels 731 m to 880 m

Celem wydrążenia upadowej technologicznej 1 było uzyskanie dostępu do szybu na poziomie 731 m (komora maszyny wyciągowej) oraz do miejsca pogłębianego odcinka szybu na poziomie 746 m (chodnik materiałowy). Komora maszyny wyciągowej wykonana została jako końcowy odcinek upadowej technologicznej 1. W upadowej technologicznej 1 i chodniku materiałowym prowadzony jest transport kruszywa do wykonania obudowy szybu oraz transport materiałów niezbędnych dla głębienia. W komorze maszyny wyciągowej zabudowane są dwie maszyny wyciągowe B-2000 Wolff i B-2000 AC, 4 wciągarki wolnobieżne typu KUBA-10 do zawieszenia w szybie pomostu wiszącego – ramy napinającej oraz 3 wciągarki wolnobieżne KUBA-10 do zawieszenia w szybie odeskowania stalowego.



Rys. 3. Komora maszyny wyciągowej
Figure 3. The mining hoisting machinery

Celem wydrążenia upadowej technologicznej 2 było uzyskanie dostępu do miejsca pogłębianego odcinka szybu na poziomie 880 m (dukla wiertnicza, komora odstawy urobku, wlot ostateczny). Końcowy odcinek upadowej technologicznej 2 (w miejscu przecięcia z przewidzianym do pogłębiania odcinkiem szybu) wykonany został w obudowie ŁPP16/V32/4/A i w pierwszym okresie pełnił funkcję wnęki technologicznej dla wykonania otworu wielkośrednicowego od poz. 880 do poz. 731 m, a następnie podczas pogłębiania szybu komory do gromadzenia i odstawy urobku z pod otworu wielkośrednicowego. W upadowej technologicznej 2 zabudowane są trzy przenośniki taśmowe, przenośnik zgrzebłowy oraz ładowarka zgarniakowa. Dodatkowo w wyrobisku zabudowana jest kolejka spalinowa podwieszana przeznaczona do transportu ludzi i materiałów.

Wejście z robotami bezpośrednio pod istniejący szyb 8 bez konieczności wstrzymywania ruchu górniczych wyciągów szybowych oraz wyłączania czynnej infrastruktury szybu, umożliwione zostało przez zabudowanie sztucznego dna. Aby spełnić wymagania załącznika nr 4 do Rozporządzenia MG z dnia 28.06.2002 roku pkt. 5.15.11 należało przyjąć, że przedmiotowe sztuczne dno zamortyzuje upadek jednostki transportowej wraz z ładunkiem o ciężarze 18 Mg z wysokości 772,5 m oraz zabezpieczy przepływ powietrza w ilości 1300 m^3/min. Z uwagi na przyjęte do obliczeń wartości obciążeń, znacznie przewyższające dotychczas stosowane rozwiązania, należało zastosować nową konstrukcję sztucznego dna szybu. Zostało to rozwiązane przez zastosowanie konstrukcji nośnej osadzonej w obudowie szybu, stanowiącej gniazda

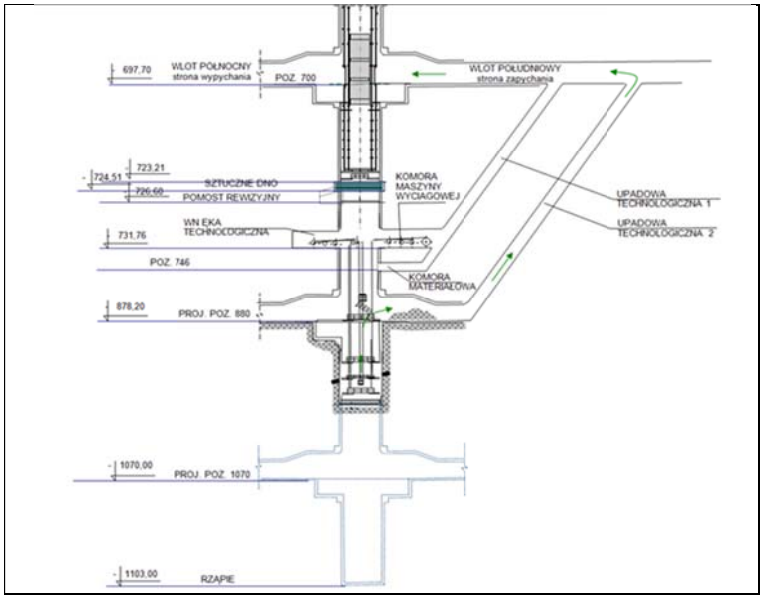
montażowe dla elementów składowych membrany składającej się z poziomego rzędu strun 7-drutowych o podwyższonych parametrach wytrzymałościowych, które krzyżują się w pionie z następnym rzędem strun. Sztuczne dno zostało wykonane z 3 stalowych pierścieni z kształtownika HEB-500, pomiędzy którymi rozciągnięto 420 szt. strun na każdym pierścieniu, tj. łącznie 1260 szt. Połączenie strun z konstrukcją nośną zrealizowano za pomocą głowic samozaciskowych. Górny pierścień pokryty został na całej powierzchni blachą o grubości 10 mm.



Rys. 4. Sztuczne dno szybu 8
Figure 4. Protecting flor of mine shaft 8

Kopalnia realizuje umowę „Pogłębianie szybu 8 na odcinku od poz. 731,76 m do poziomu 1103,7 m z wykonaniem obudowy szybowej i dwoma dwustronnymi wlotami na poz. 880 m i 107 0 m oraz zabudową zbrojenia szybowego dla KW S.A. Oddział KWK Jankowice". Szyb 8 zostanie pogłębiony od poz. 731 m do głębokości 1103 m jako szyb o przekroju kołowym, o średnicy 8,5 m w świetle obudowy. Szyb pogłębiany jest metodą tradycyjną, urabianie górotworu prowadzone jest za pomocą materiałów wybuchowych, a urobek transportowany jest otworem wielkośrednicowym z poziomu 731 do poziomu 880 m. Dalszy odcinek szybu (do poziomu 1103 m) będzie drążony z odstawą urobku kubłem. Podczas drążenia szybu wykonane zostaną dwustronne wloty na poziomie 880 m i 1070 w osi północ-południe o szerokości 8,6 m i wysokości 10,8 m (z piwnicami). Po ukończeniu, szyb 8 pełnił będzie funkcję szybu materiałowo-zjazdowego. W I fazie pogłębiono odcinek szybu od poz. 731 m do 746 m oraz zabudowano pomost zrębowy, podciągi do zawieszenia końców lin pomostu wiszącego – ramy napinającej i pomost rewizyjny podciągów oraz pomost kół linowych. Pogłębianie szybu od poz. 731,76 m do poz. 746 m. prowadzone było metoda zwykłą krótkimi odcinkami z wznoszeniem obudowy ostatecznej betonowej odpowiadającej wysokości odeskowania stalowego równego 2,15 m. Grubość obudowy betonowej na tym odcinku wynosi 0,5 m. Roboty strzałowe prowadzone były przy ograniczonym do 1,2 m zabiorze, który wynikał z bezpośredniej bliskości zabudowanego pomostu rewizyjnego sztucznego dna i urządzeń w komorze maszyny wyciągowej. Na tym etapie wybieranie urobku z dna szybu wykonywane było ręcznie za pomocą łopat lub z wykorzystaniem sprężonego powietrza (dmuchawy). Urobek trafiał do otworu wielkośrednicowego poprzez kosz zabezpieczający, a następnie odbierany był przy pomocy ładowarki zgarniakowej. Na odcinku szybu od poz. 746 m do poz. 762 m dodatkowo została wykonana metodą z góry w dół piwnica w chodniku materiałowym dla potrzeb zabudowy punktu

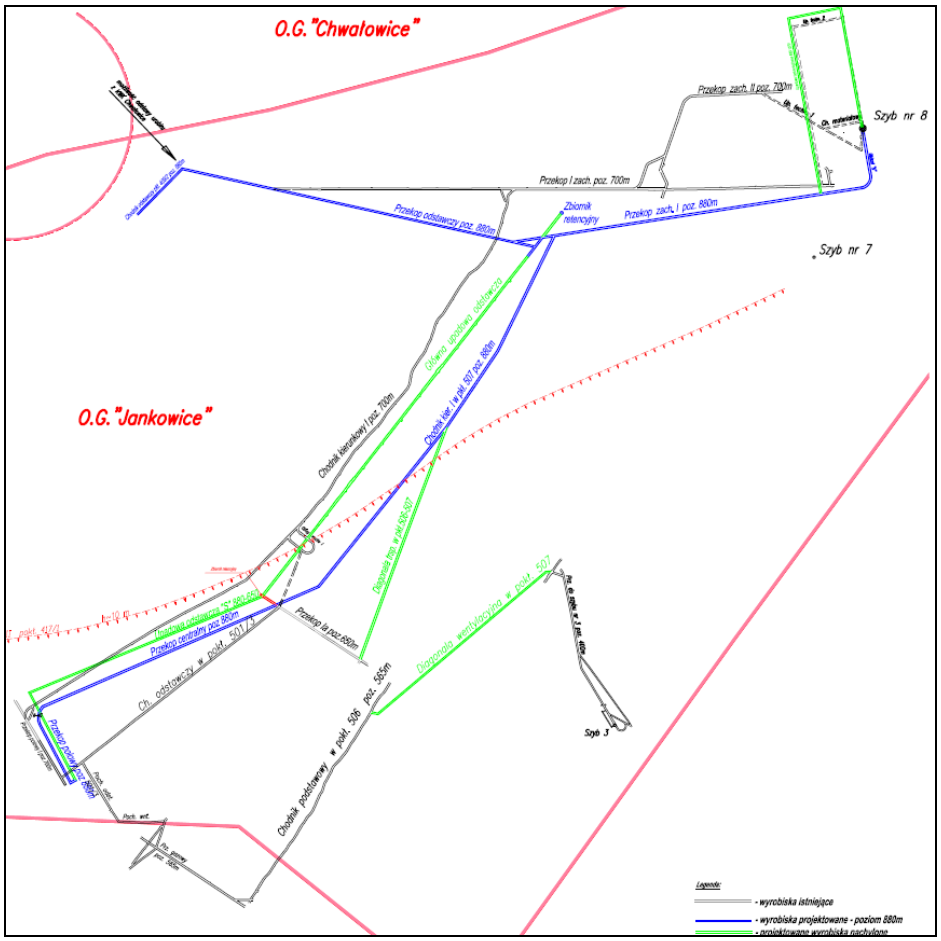
betonacyjnego (754 m). Cały odcinek został również wykonany metoda zwykłą krótkimi odcinkami z wznoszeniem obudowy ostatecznej betonowej. Grubość obudowy betonowej na tym odcinku wynosi od 0,5 m do 0,6 m. Roboty strzałowe i wybieranie urobku z dna szybu wykonywane były analogicznie jak w I fazie. Beton potrzebny do wykonania odcinka rury szybowej od poz. 731 m do 762 m wytwarzany był za pomocą urządzenia WUBET -400, które wytwarzało jednorazowo 0,4 m^3 betonu. W kolejnej fazie, tj. od poz. 762 m do 880 m szyb wykonywany jest tą samą metodą z taką różnicą, że wykorzystywany jest punkt betonacyjny zlokalizowany w piwnicy chodnika materiałowego. Od tego momentu jednorazowo wytwarzany jest 1,0 m^3 betonu, który podawany jest z punktu betonacyjnego bezpośrednio za odeskowanie stalowe za pomocą węża betonacyjnego. Grubość obudowy betonowej na tym odcinku waha się od 0,5 m do 0,8m. W trakcie drążenia tego odcinka zabudowano pomost wiszący ramy napinającej, pomost do załadunku masy betonacyjnej oraz pomost bezpieczeństwa na poz. 761 m. Oddano także do ruchu drugi górniczy wyciąg szybowy, co wyeliminowało przedział drabinowy jako drogę ewakuacji załogi z dna szybu. Zgodnie z wymaganiami przepisów drążenie szybu z wykorzystaniem górniczego wyciągu szybowego bez prowadzenia naczyń mogło być prowadzone maksymalnie 70 m poniżej pomostu roboczego poz. 746 m (do czasu zabudowy pomostu wiszącego ramy napinającej), dlatego zabudowano go przed osiągnięciem poz. 800 m. Pomost służy bezpośrednio do pogłębiania szybu jak i montażu rurociągów, lutniociągów oraz wszelkich prac awaryjnych. Pomost wiszący – rama napinająca zaprojektowany został jako pomost dwupodestowy (odległość między podestami wynosi 7,0 m). Na pomoście zostały zabudowane kołowroty pneumatyczne KCH-9 do podwieszenia szybowych ładowarek chwytakowych GRYF-1P, kosza zabezpieczającego otwór wielkośrednicowy oraz rozdzielnika do sprężonego powietrza. Dodatkowo zabudowana jest zsypnia do betonu wraz z rozdzielaczami betonu. Obecnie szyb 8 jest zgłębiony do poz. około 870 m i trwają prace związane z zabudową konstrukcji górnego pierścienia wlotu do szybu na poz. 880 m.



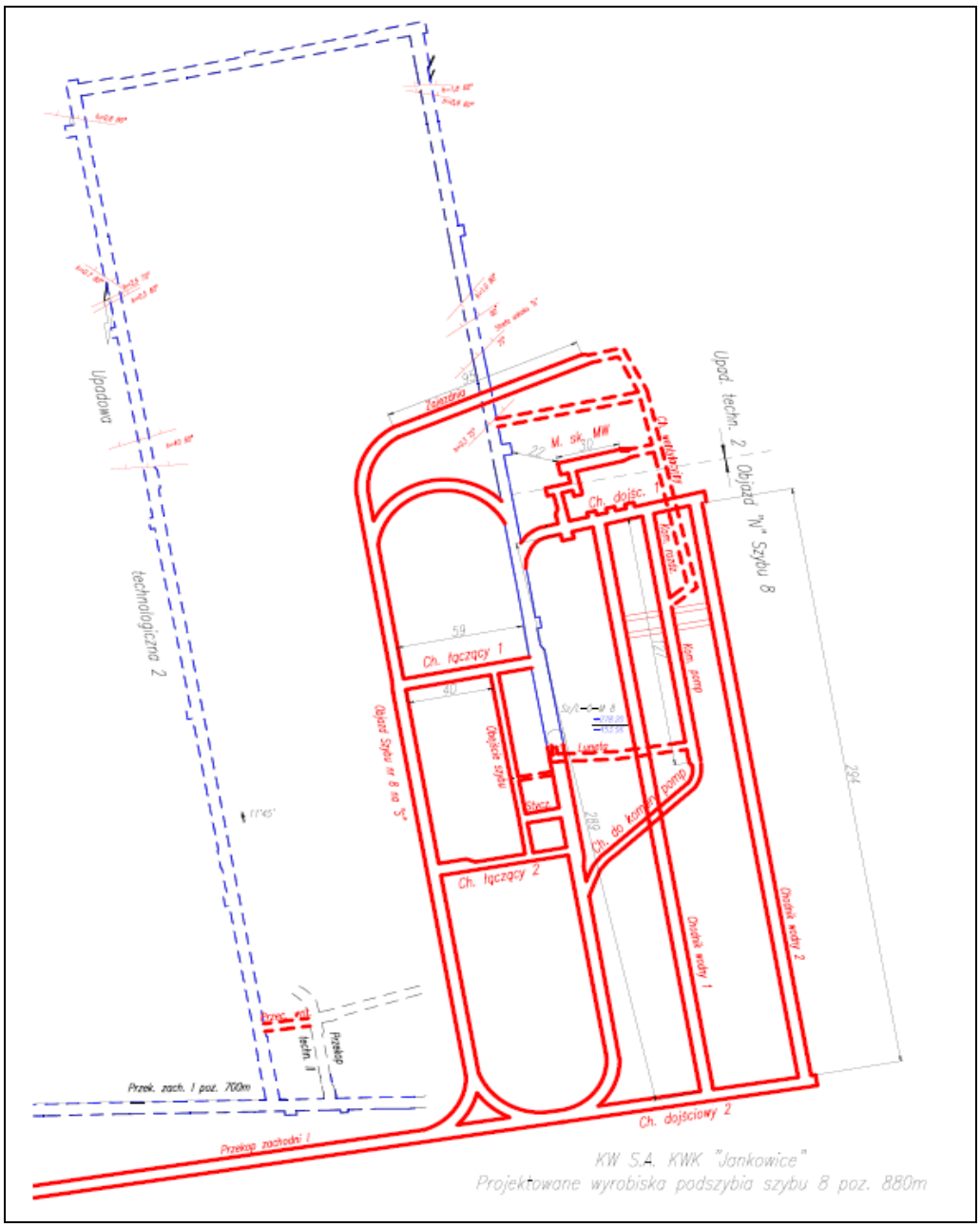
Rys. 5. II etap pogłębiania szybu od poz. 880 m do 1103 m
Figure 5. II stage of deepening the mine shaft between levels 880 m to 1103 m

Po pogłębieniu szybu do poz. 880 m i wykonaniu wlotu ostatecznego na poz. 880 m zabudowany zostanie pomost roboczy na poz. 880 m wraz z konstrukcją wysypu. Pogłębianie szybu poniżej poz. 880 m prowadzone będzie w podobny sposób jak powyżej z tą różnicą, że urobek z dna szybu ładowany będzie do kubła urobkowego, w którym wyciągany będzie nad wysyp, skąd po wysypaniu z kubła transportowany będzie przenośnikami. Pierwsze 20 m pogłębiania poniżej poz. 880 m prowadzone będzie z pomostem wiszącym – ramą napinającą rozpartą nad wlotem. Po osiągnięciu dnem szybu żądanej głębokości pomost roboczy na poz. 880 m oraz konstrukcja wysypu zostaną zdemontowane, a ich konstrukcje zostaną złożone we wlotach. Po przemieszczeniu pomostu wiszącego poniżej poziomu spągu wlotu pomost roboczy oraz konstrukcja wysypu zostaną ponownie zmontowane. Następnie w opisany wcześniej sposób szyb zostanie pogłębiony do końcowej głębokości 1103 m. W trakcie drążenia wykonany zostanie wlot ostateczny na poz. 1070 m.

2.2. *Udostępnienie poziomu 880 m*



Rys. 6. Wyrobiska udostępniające i technologiczne na poz. 880 m
Figure 6. Underground mining tunnels on level 880 m



Rys. 7. Wyrobiska przyszybowe na poz. 880 m
Figure 7. Underground mining tunnels near mine shaft on level 880 m

Zakres koniecznych robót związanych z budową nowego poziomu, który pozwoli na udostępnienie zasobów na poziomie 880m obejmuje wykonanie następujących wyrobisk:

- upadowa technologiczna 2 z poziomu 700 m do poziomu 880 m – na etapie pogłębiania szybu pełni funkcję wyrobiska do transportu materiałów i urobku a docelowo będzie wyrobiskiem wentylacyjnym dla komór przyszybowych na poziomie 880 m,
- upadowa technologiczna 1 pod rząpie szybu 8 wraz z komorą maszyny wyciągowej i chodnikiem materiałowym – wyrobiska technologiczne, niezbędne na etapie pogłębiania szybu 8,
- wyrobiska przyszybowe szybu 8 wraz z objazdami „S" i „N" – wyrobiska niezbędne dla funkcjonowania poziomu tj. wyrobiska głównego odwadniania i komory przyszybowe,
- przekop zachodni I, chodnik podstawowy w pokładzie 507 i przekop centralny – wyrobiska udostępniające złoże w partii zachodniej i marklowickiej,
- diagonala odstawcza I w pokładzie 507, przekop łączący I i upadowa odstawcza „S" – wyrobiska dla odstawy urobku z poziomu 880m, z partii zachodniej i marklowickiej,
- przekop centralny – wyrobisko udostępniające zasoby poziomu 880m za uskokiem III,
- diagonala technologiczna I w pokładzie 507–506 – wyrobisko do transportu materiałów na etapie udostępniania poziomu 880 m, a docelowo jako wyrobisko wentylacyjne.

PODSUMOWANIE

Pogłębianie szybu 8 jest niezbędne dla dalszego prawidłowego funkcjonowania kopalni oraz umożliwi budowę poziomów wydobywczych 880 m i 1070 m, co pozwoli uniknąć uciążliwej, wymagającej odstępstwa WUG eksploatacji podpoziomowej. Zasoby operatywne, możliwe do wyeksploatowania po udostępnieniu złoża na poziomie 880 m wynoszą około 58 mln ton, co przedłuży żywotność kopalni po roku 2019 o kolejne 18 lat. Ostatnim poziomem dokumentowania zasobów jest poziom 1150 m. Wielkość i jakość zasobów zalegających poniżej najniższego obecnie poziomu 700 m uzasadnia podjęcie działań związanych dla ich udostępnienia i zagospodarowania. Budowa poziomu 880 m pozwoli na stabilne prowadzenie działalności górniczej w obrębie eksploatacji zasobów udokumentowanych poniżej poziomu 700 m w sytuacji ubytku zasobów z czynnych poziomów 565 m i 700 m.

LITERATURA

[1] Projekt techniczno-technologiczny pogłębiania szybu 8 na odcinku od poz. 731,76 do poz. 1103,70 m KW S.A. Oddział KWK „Jankowice".
[2] Plan rozwoju oddziału KWK „Jankowice" na lata 2015–2030.
[3] Technologie wykonywania robót.

Deepening the Shaft 8 and the Construction of the Level of 880 m Chance to Maintain Production Capacity of KWK Jankowice after 2020

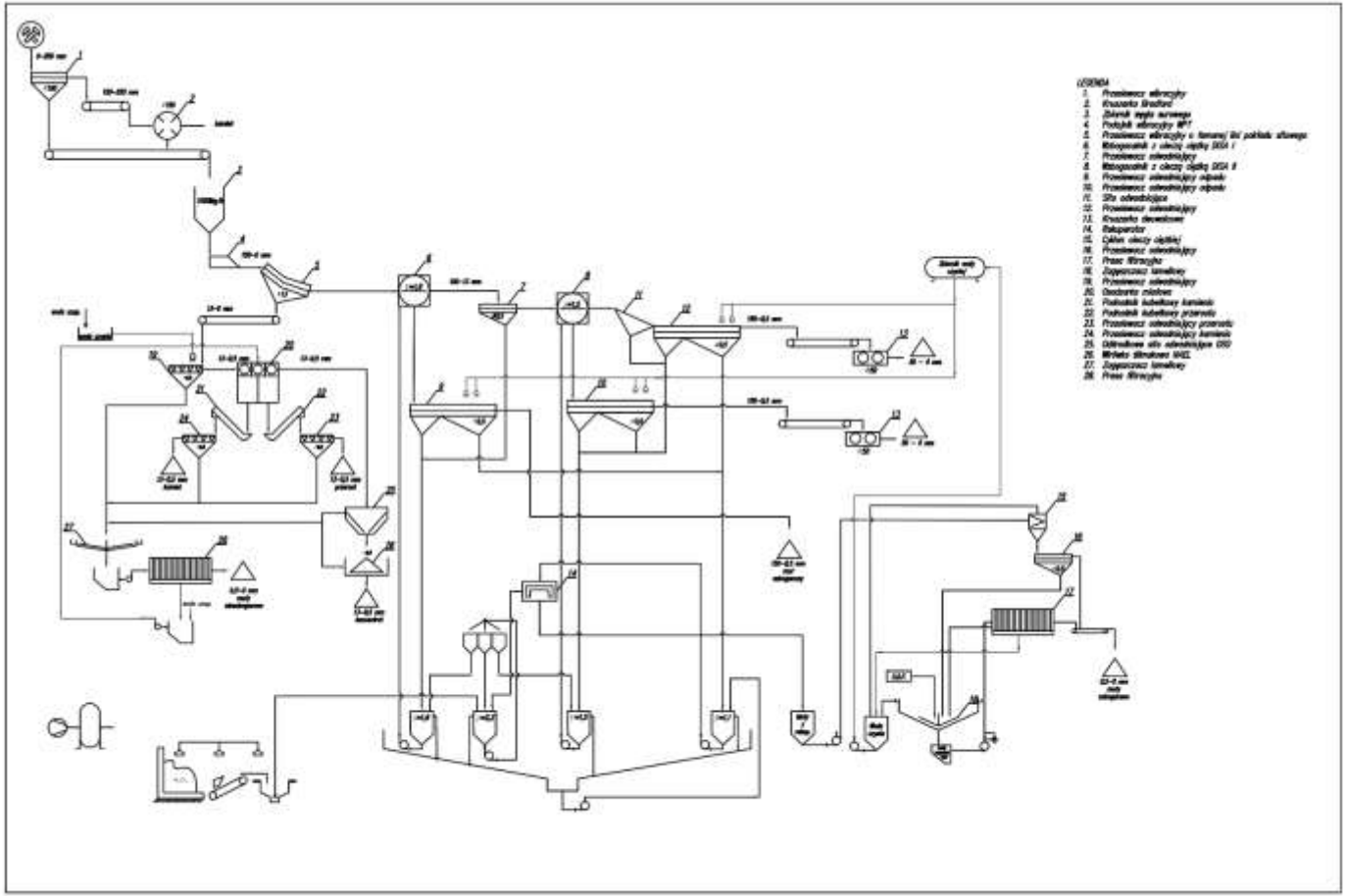
Deepening of the main shaft recommenced in November 1987, and continued until 1991. Main shaft has reached 731,76 m below ground. In addition to deepening the main shaft, project also includes four new working levels. One side levels 250m below ground and two side levels on 400, 565 and 700 meters below ground. In September 2004 the mine has been authorized to use east mining hoisting machinery and in first half of 2006 to use west mining hosting machinery. In 2008 contractor has been selected to build levels 880 m, 1070 m and deepening main shaft up to 1103,7 m below ground. In November 2010 work on underground mining tunnels began, which was necessary to deepen main shaft no 8 and which ended in January 2013. Then start works of making high diameter hole (depending of the main shaft) from 880 levels to 731,76 metres. Nowadays, the mine realizes contract "Deepening of the main shaft No 8 between 731,76 and 1103,7 m levels, along with double-sided inlet on 880 m and 1070 m and main shaft reinforcement for KWK S.A. Branch KWK Jankowice".

Modele wzbogacania urobku surowego na poziomie wyprzedzającym aktualny stan technik i technologii przeróbczych

Joanna Kazubińska
Zygmunt Śmiejek



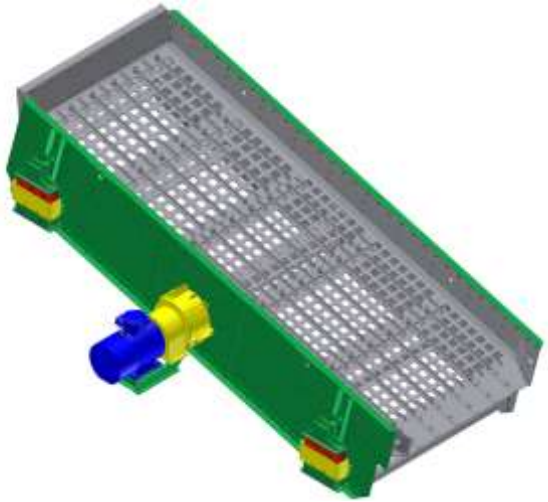
Luty 2016



KOPEX Machinery

Innovative Mining Equipment

WK1-2,4x6,0

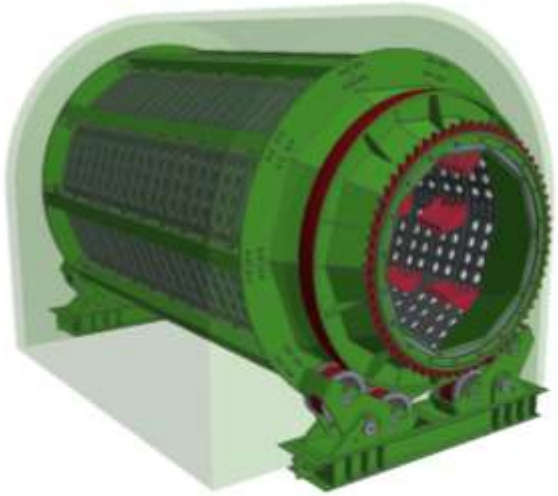


Charakterystyka techniczna przesiewacza WK1-2,4x6,0		
Szerokość	[m]	2,2÷2,6
Długość	[m]	4,0÷6,0
Ziarno podziałowe	[mm]	50÷200
Zakres wydajności	[Mg/h]	400÷1500

Znaczące aplikacje przemysłowe:

- Chiny
- Rosja

KB-2,6x4,0

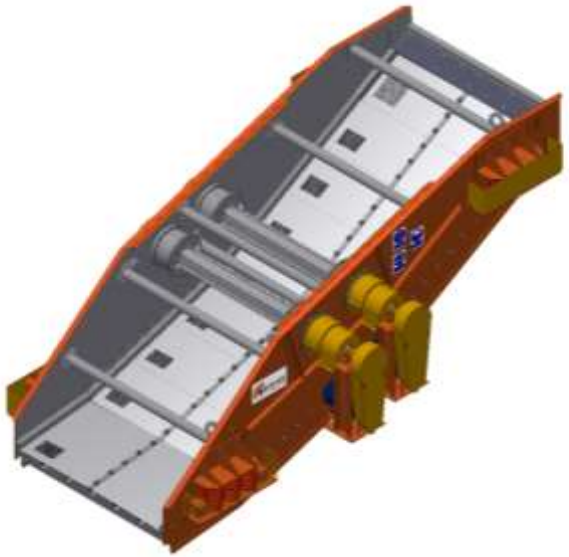


Charakterystyka techniczna kruszarki KB-2,6x4,0		
Szerokość	[m]	2,6÷3,2
Długość	[m]	4,0÷6,0
Ziarno podziałowe	[mm]	50÷200
Zakres wydajności	[Mg/h]	150÷400

Znaczące aplikacje przemysłowe:

- Rosja-Kirova
- KWK Budryk
- KWK Zofiówka

WZ1P-2,6x7,0

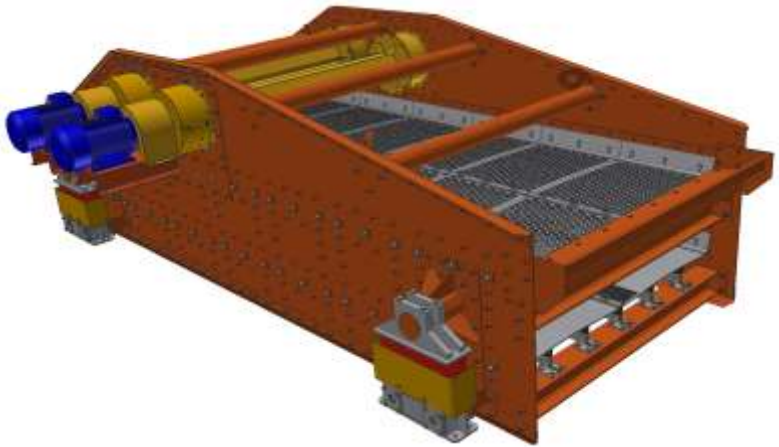


Charakterystyka techniczna przesiewacz WZ1P-2,6x7,0		
Szerokość	[m]	2,2÷2,6
Długość	[m]	6,0÷9,0
Ziarno podziałowe	[mm]	10÷50
Zakres wydajności	[Mg/h]	400÷1000

Znaczące aplikacje przemysłowe:

- KWK Jankowice
- KWK Wesoła-Mysłowice
- Wietnam

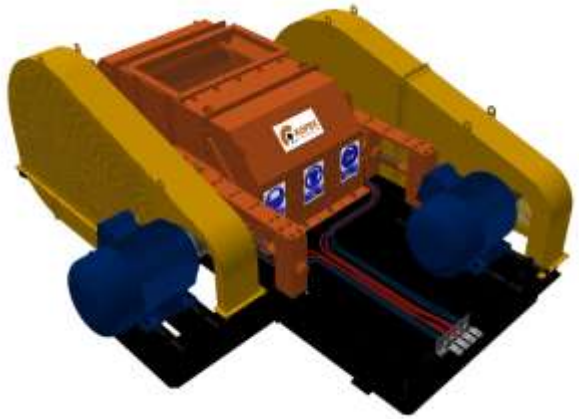
WE2-2,2x5,25



Charakterystyka techniczna przesiewacza WE2-2,2x5,25		
Szerokość	[m]	2,2÷2,6
Długość	[m]	4,0÷6,0
Ziarno podziałowe	[mm]	20÷100/6÷50
Zakres wydajności	[Mg/h]	100÷300

Znaczące aplikacje przemysłowe:
planowane na maj 2016r.

KD 1000x1000



Charakterystyka techniczna kruszarki KD 1000x1000		
Średnica walców	[m]	630÷1000
Robocza długość walców	[m]	414÷960
Wielkość produktu	[mm]	6÷25
Zakres wydajności	[Mg/h]	do 80

Znaczące aplikacje przemysłowe:

- KWK Janina
- PG Silesia
- KWK Chwałowice

NAEl 1,1 i NAEL 3A



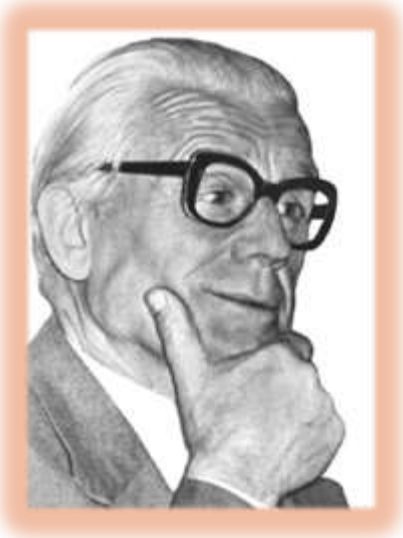


Charakterystyka techniczna wirówek NAEl		
Średnica kosza	[mm]	1100
Liczba noży wirnika	[szt]	8÷12
Wymiar szczeliny kosza	[mm]	0,2÷1,0
Zakres wydajności	[Mg/h]	40÷100

Znaczące aplikacje przemysłowe:

- KWK Jankowice
- KWK Zofiówka
- KWK Krupiński
- KWK Knurów
- Haldex
- Kazachstan

Dziękujemy za uwagę



Prof. Janusz Dietrych

Modele wzbogacania urobku surowego na poziomie wyprzedzającym aktualny stan technik i technologii przeróbczych

Joanna Kazubińska
Kopex Machinery S.A. Zabrze, joanna.kazubinska@kopex.com.pl

Zygmunt Śmiejek
Kopex Machinery S.A. Zabrze, zygmunt.smiejek@kopex.com.pl

STRESZCZENIE: Oczyszczanie urobku surowego ze skały przywęglowej, czyli poprawa parametrów handlowych węgla wymaga używania w zakładach górniczych instalacji przeróbki mechanicznej. Każda instalacja, czyli system przeróbki mechanicznej węgla działa zgodnie z przyjętym do stosowania modelem pracy.

W obecnej dobie rozwija się i udoskonala modele wzbogacania a tym samym używane w nich maszyny i urządzenia realizujące programy zwiększające uzysk, czyli wychód netto, bez zwiększania ilości urobku surowego kierowanego na zakład przeróbczy.

Drugim obszarem prowadzenia prac badawczych jest wdrożenie do stosowania optymalnych technologii celem spełnienia racji ekonomicznych istnienia przedsięwzięcia zmierzającego do zwiększania wychodu czystego koncentratu węglowego bez zwiększania wydobycia węgla surowego.

Mając na względzie powyższe referat obrazuje dokonania Grupy Kopex jak i polskiej przeróbki w procesie realizacji zadań z obszaru przyszłych technik i technologii przeróbczych a zawłaszcza odkamieniania urobku surowego, wysiewania klas mułowych przed wzbogacaniem, stosowania jednorodnych modeli wzbogacania oraz pełnych zamknięć obiegów wodno-mułowych.

Proponowane przez nas urządzenia i sposoby ich zastosowań są na aktualnym lub wyprzedzającym istniejący stan techniki światowej w tej branży będąc dodatkowo przyjaznymi dla środowiska.

SŁOWA KLUCZOWE: Węgiel kamienny, przeróbka mechaniczna, koncentrat węglowy, ochrona środowiska.

Models of raw coal enrichment at the level ahead of the current technology and coal processing technology

Separation of raw output from the accompanied rocks to improve the parameters of the coal requires the use of processing plant installation in coal mines.. Each installation or coal processing system operates in accordance with the accepted model for application work.

In the current era of expanding and improving models of enrichment and thereby used in these machines and equipment with programs that increase amount of the net amount of material, without increasing the amount of raw material targeted to the processing plant.

The second area of research is to implement the optimal use of technology in order to meet the economic criteria aimed to increase pure coal concentrate without increasing the production of raw coal.

Considering the above report illustrates the achievements of the Kopex Group and Polish processing technique in the process of implementation of tasks in the area of future technologies and techniques of coal processing and particularly of removal waste rock from raw coal, use of homogeneous models of enrichment and full closure of water-slack circuits.

Equipment and methods for their use are on the current or even one step ahead level of technique as well as being environmentally friendly.

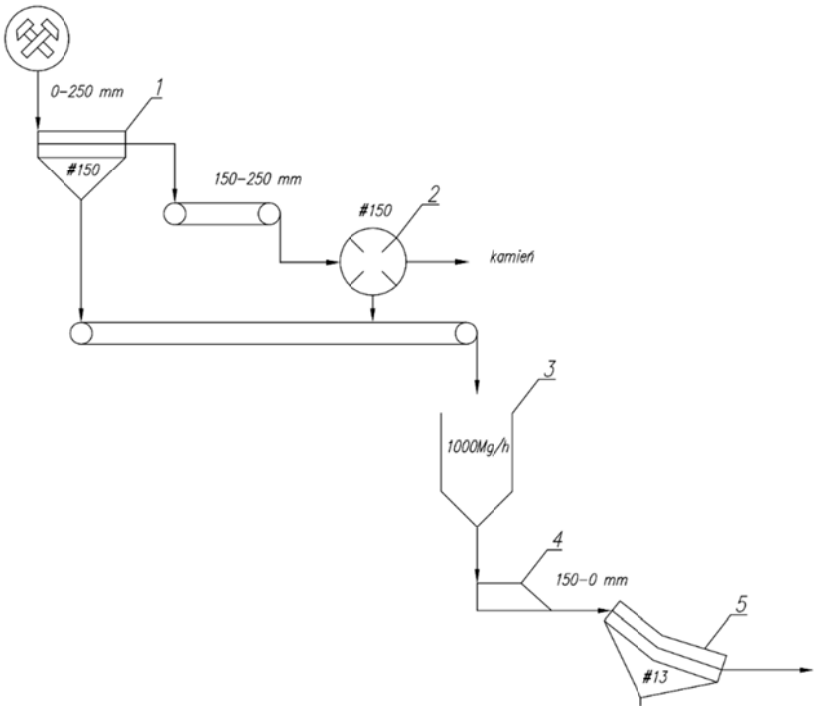
KEYWORDS: Coal, mechanical processing, coal concentrate, environmental protection

1. WSTĘP

Nowe rozwiązania dotyczące doskonalenia pracy instalacji przeróbczych powinny być celem naszych działań z racji stale pogarszających się parametrów urobku surowego, a zwłaszcza zanieczyszczeń w nim występujących. Oczyszczanie nadawy ze skały płonnej odbywa się z wykorzystaniem instalacji działającej zgodnie z przyjętym do stosowania modelem pracy. Przeróbka polskich węgli bazuje na rozwiązaniach z lat 70-tych ubiegłego wieku, a problemy modernizacji są często nierozwiązywane. Obecnie trwają prace nad udoskonaleniem modeli wzbogacania, a tym samym maszyn i urządzeń, które w rezultacie zwiększają wychód netto, bez zwiększania ilości urobku surowego kierowanego na zakład przeróbczy. Praca instalacji opartej o aktualny stan techniki światowej polega przede wszystkim na tym, że wzbogacanie zawsze poprzedzane jest odkamienianiem urobku surowego z wysiewaniem klas mułowych przed maszynami wzbogacającymi. Działanie to rzutuje także w znacznym stopniu na prawidłowy bilans pracy obiegu wodno-mułowego.

2. UKŁAD Z SEKCJĄ ODKAMIENIANIA UROBKU

Przedstawiony poniżej rysunek nr 1 przedstawia nowoczesny układ klasyfikacji i odkamieniania, z wykorzystaniem przesiewacza wibracyjnego WK1-2,4x6,0 o oczku sita 150 mm (1) oraz kruszarki bębnowej selektywnego kruszenia Bradford (2), o parametrach technicznych dobranych do konkretnej nadawy, w której usuwany jest odpad w klasie >150 mm. Koncepcja zastosowania wstępnego odkamieniania urobku wynika stąd, że wydobywana nadawa charakteryzuje się znacznym udziałem kamienia w grubych klasach ziarnowych. We frakcjach >80 mm kamień stanowi prawie 70% udziału, dlatego dzięki wstępnemu odkamienianiu kruszarką selektywnego kruszenia Bradford dąży się do poprawy jakości wzbogaconego materiału [3,6].

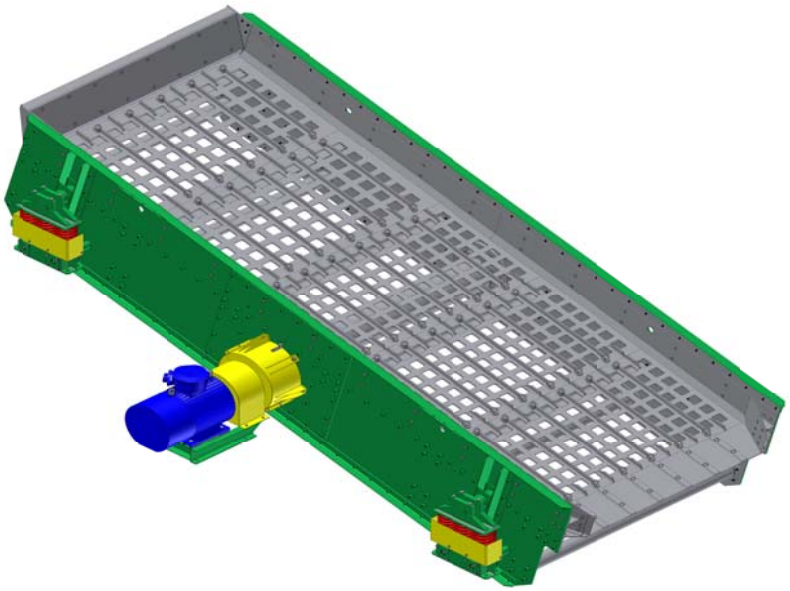


Rys.1.. Układ z sekcją odkamieniania urobku [3]
Figure 1. The arrangement section of rock removal from mining output

Charakterystyka urządzeń pracujących w sekcji odkamieniania urobku jest następująca:

2.1 Przesiewacz wibracyjny WK1-2,4x6,0

Przesiewacz wibracyjny jednopokładowy WK1-2,4x6,0 (rysunek nr 2) przeznaczony jest do klasyfikacji przedwstępnej węgla surowego. Przesiewacz wyposażony jest w ruszt sitowy dostosowany do wymagań procesu technologicznego. Jeden napęd bezwładnościowy wywołuje ruch kołowy sprężyście podpartego rzeszota. Przesiewacz należy do maszyn o ciężkiej budowie z racji zastosowania w procesie klasyfikacji przedwstępnej, stanowi on uzupełnienie dotychczas produkowanych maszyn WK1-2,2x4,0 i 2,6x5,0.



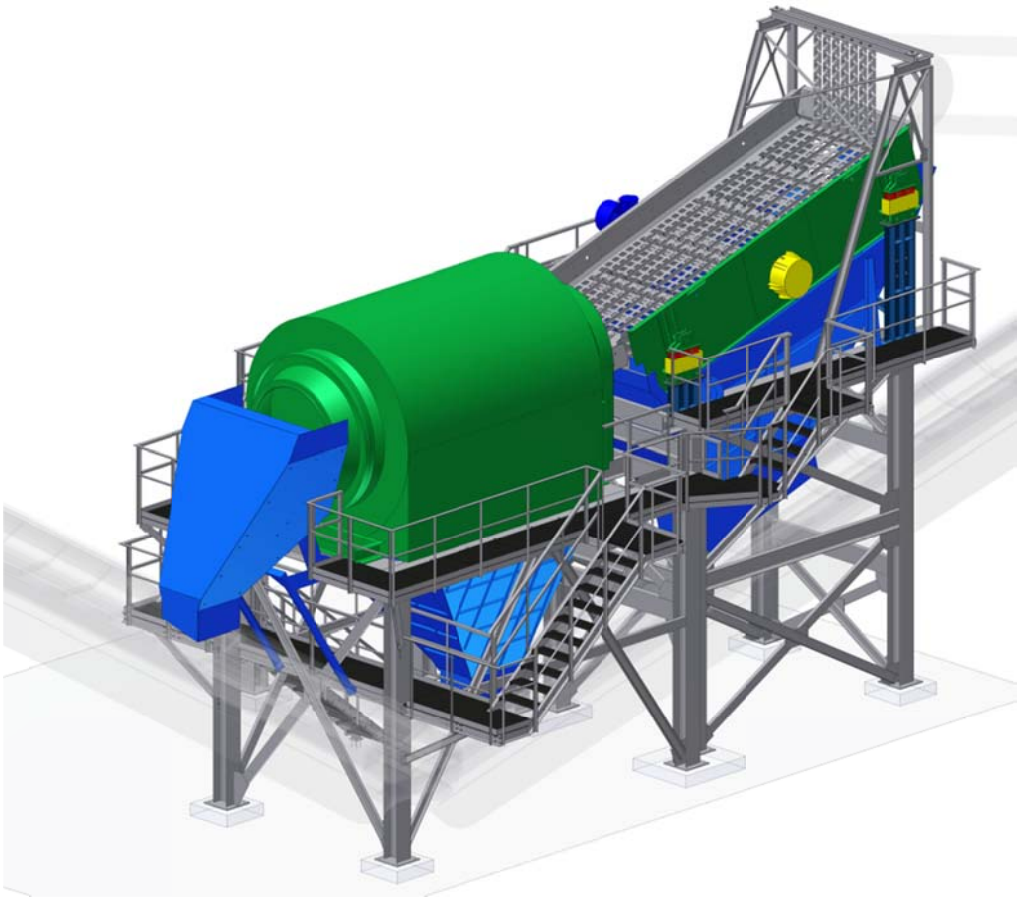
Rys.2. WK1-2,4x6,0
Figure 2. WK1-2,4x6,0

Tabela 1. Charakterystyka techniczna
Table 1. Technical characteristics

Charakterystyka techniczna WK1-2,4x6,0			
Przeznaczenie			Klasyfikacja na sucho
Granulacja nadawy			0÷300 mm
Klasa rozdziału			Od 50 do 200 mm
Wydajność			<1000 Mg/h
Szerokość pokładu sitowego			2,4 m
Długość pokładu sitowego			6,0 m
Powierzchnia pokładów sitowych			14,4 m^2
Sito	Sito blaszane lub ruszt o oczku 50÷200 mm		
Częstość drgań			738 min^{-1}
Skok rzeszota			9÷16±1 mm
Kąt pochylenia rzeszota			15÷18 °
Silnik napędowy typ Sg 250-M8		Moc	30 kW
		Obroty	738 min^{-1}
Typ wibratora - długowałowy			WB170
Podparcie przesiewacza			12 sprężyn spiralnych Typ Ø160/Ø24x390
Masa przesiewacza			9,28 Mg

2.2 Kruszarka bębnowa KB 2,6x4,0

Kruszarka KB 2600x4000 (rysunek nr 3) służy do selektywnego kruszenia urobku surowego w celu oddzielenia składy płonnej od węgla. Głównym elementem kruszarki jest bęben o poziomej osi obrotu, który składa się z sitowej części cylindrycznej oraz leja wlotowego i wylotowego. Wewnątrz bębna zamocowane są zabieraki, których zadaniem jest podnoszenie ziarn do górnego położenia i realizacji ich spadku na powierzchnię sitową oraz ich transport w kierunku leja wylotowego. Ziarna są rozbijane i kruszone, przy czym skała przywęglowa ze względu na większą twardość nie ulega rozkruszeniu i jest transportowana lejem wylotowym poza kruszarkę.



Rys.3. KB-2,6x4,0 i WK1-2,4x6,0
Figure 3. KB-2,6x4,0 and WK1-2,4x6,0

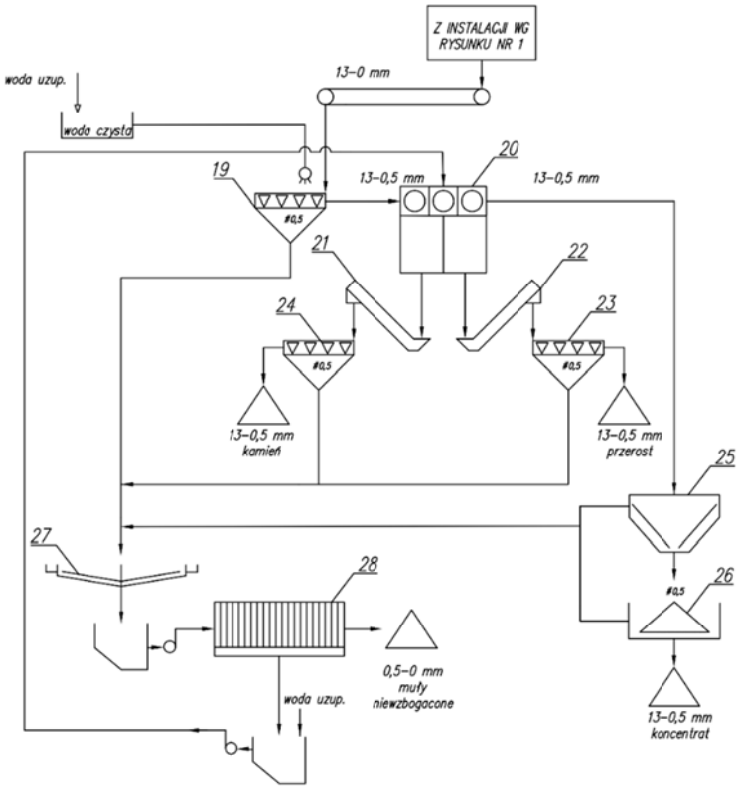
Tabela 2. Charakterystyka techniczna
Table 2. Technical characteristics

Charakterystyka techniczna KB-2,6x4,0	
Przeznaczenie	Do selektywnego kruszenia urobku surowego węgla kamiennego
Średnica czynna bębna	D = 2600 mm
Długość czynna bębna	L = 4000 mm
Średnica otworów płyt	80 – 250 mm
Silnik elektryczny SDSe-225M4	N = 45 kW n = 1470 obr/min.
Skrzynia przekładniowa 3N-100-S2-4	i = 52 N= 50 kW
Sprzęgło hydrokinetyczne SH– typ VOIT	N= 40 kW nr kat.: 398002010 n= 1450 obr/min.
Przekładnia łańcuchowa (przełożenie)	i1 = 2,73 i2 = 4,20
Podziałka kół łańcuchowych	t = 103,2
Masa kruszarki	34 Mg

3. UKŁAD Z SEKCJĄ WYDZIELANIA I WZBOGACANIA MIAŁÓW

Praca maszyn w takim układzie technologicznym powoduje możliwość wydzielania i wzbogacania mułów w klasie poniżej 0,5 mm pozyskanych z urobku surowego węgla kamiennego w procesach mokrej klasyfikacji i odmulania w osadzarce miałowej. Materiał w klasie 0÷13 mm przesiany na przesiewaczu o wielokrotnie łamanej linii pokładu sitowego (5) typu WZ1P-2,6x7,0 kierowany jest na przesiewacz wibracyjny (19) typu WE2-1,8x5,25 o oczku sita 0,5 mm, którego zadaniem jest wydzielenie mułów przed procesem wzbogacania w osadzarce miałowej. Dzięki takiej instalacji produkty z osadzarki miałowej (20) w klasie 13÷0,5 mm, odwodnione na przesiewaczach odwadniających kamienia i przerostu (23,24) oraz w przypadku koncentratu na odśrodkowym sicie odwadniającym (25)i wirówce ślimakowej Nael 1,1 mogą być traktowane jako końcowe produkty handlowe. Przesącze ze wszystkich maszyn odwadniających transportowane są do zagęszczacza lammellowego (27) a następnie do prasy filtracyjnej (28), gdzie odwadniany jest odpad w klasie 0,5÷0 mm. Odpad ten możemy nazywać mułem surowym [3,6].

Uproszczony schemat technologiczny wydzielania i wzbogacania mułów o określonej granulacji przedstawiony jest na rysunku 4.

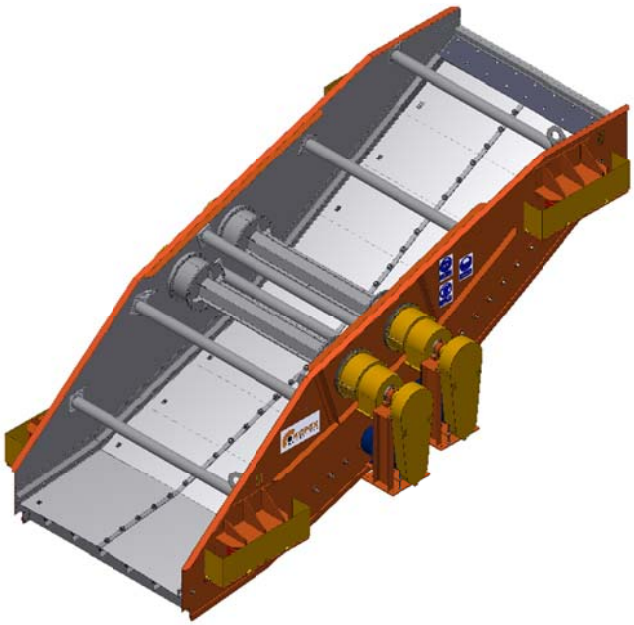


Rys.1. Schemat wydzielania i wzbogacania mułów [3]
Figure 4. Scheme of slack secrete and enrichment

Charakterystyka urządzeń w układzie z sekcją odmulania urobku surowego jest następująca:

3.1 Przesiewacz wibracyjny WZ1P-2,6x7,0

Przesiewacze wibracyjne WZ1P należą do generacji wielkogabarytowych maszyn wibracyjnych o wielokrotnie zróżnicowanym nachyleniu pokładu sitowego, w którym wykorzystano zasadę cienkowarstwowego przesiewania materiału przy bardzo dużej prędkości ruchu na stromym odcinku sita. Przedstawiony na rysunku nr 5 przesiewacz posiada dwa napędy bezwładnościowe zamocowane w burtach rzeszota, pracujące na zasadzie samosynchronizacji.



Rys. 2**.** WZ1P-2,6x7,0
Figure 5. WZ1P-2,6x7,0

Tabela 3. Charakterystyka techniczna
Table 3. Technical characteristics

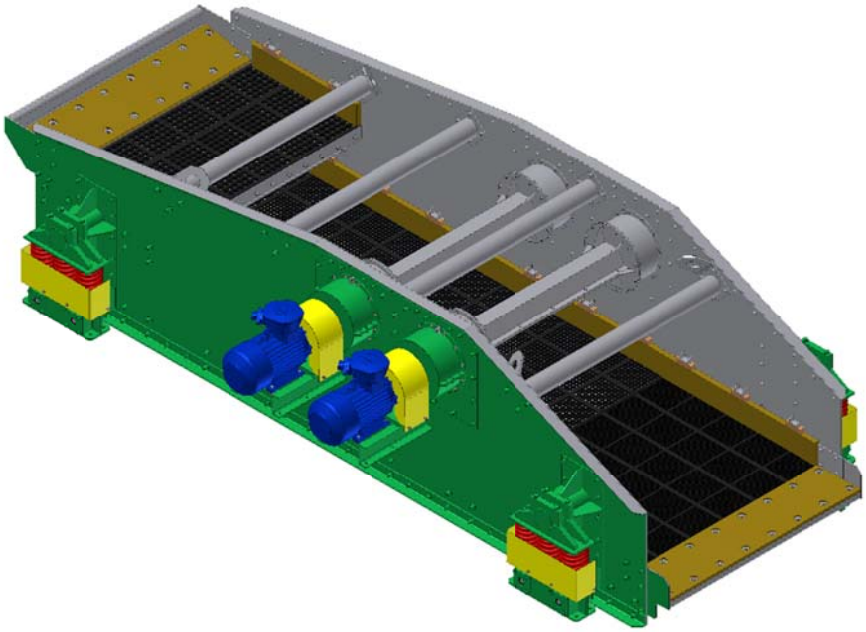
Charakterystyka techniczna przesiewacza WZ1P-2,6x7,0	
Granulacja nadawy	0 ÷ 200 mm
Wydajność	< 1000 Mg/h [*]
Otwory sita	13x40 mm, 13x20 mm, sześciokąt 13 mm
Szerokość pokładu sitowego	2600 mm
Długość pokładu sitowego	7000 mm
Powierzchnia pokładu sitowego	18,2 m^2
Kąt pochylenia pokładu sitowego	6, 18, 30 °
Skok rzeszota	6÷8±1 mm
Częstość drgań	(750), 850, (1050) min^{-1}
Napęd - silnik - moc - obroty - napięcie	 2x18,5 kW 1470 obr/min 400 V
Masa przesiewacza	12,5 Mg

[*] parametr zmienny ustalany obliczeniowo i doświadczalnie

3.2 Przesiewacz wibracyjny WE2-1,8x5,25

Przesiewacz (rysunek nr 6) jako jedna z podstawowych maszyn przeróbczych spełnia i realizuje różne procesy klasyfikacji ziarnowej, odwadniania, odmulania, a także spłukiwania magnetytu w płuczkach z cieczą ciężką. Przeznaczenie, czyli praca w procesie klasyfikacji urobku surowego, produkcja sortymentów handlowych może odbywać się przy zasilaniu klasą ziarnową od 0 do 200mm. Parametry techniczne oraz technologiczne umożliwiają zastosowanie go tak w działających fabrykach przeróbczych, jak i w stacjach przygotowania kopalń wysyłających węgiel do energetyki.

Jako produkt do nowoprojektowanych i budowanych jak i modernizowanych linii przeróbczych stanowi rozwiązanie konkurencyjne dla produktów amerykańskich, europejskich, australijskich, jak i chińskich górując nad nimi zdecydowanie.



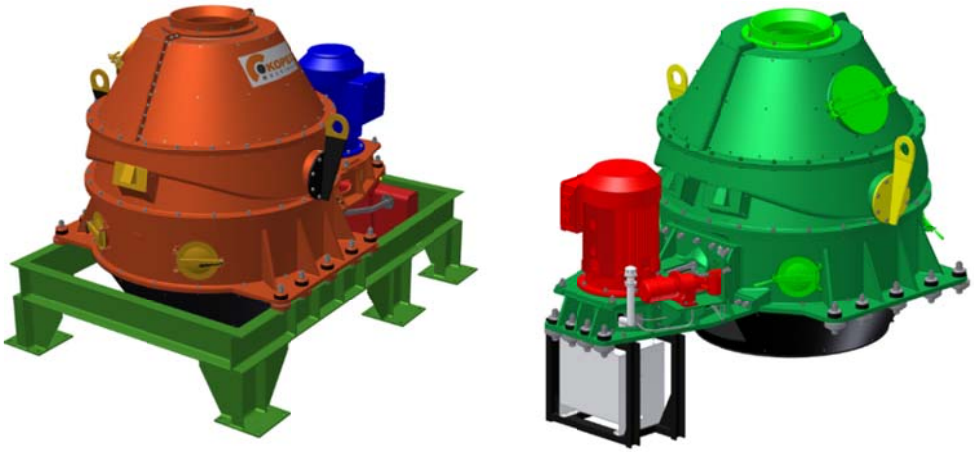
Rys. 3. WE2-1,8x5,25
Figure 6. WE2-1,8x5,25

Tabela 4. Charakterystyka techniczna
Table 4. Technical characteristics

Charakterystyka techniczna przesiewacza WE2-1,8x5,25	
Wydajność w nadawie	400 Mg/h
Szerokość pokładu sitowego	1,8 m
Długość pokładu sitowego	5,25 m
Powierzchnia pokładu sitowego	9,45 m^2
Kąt pochylenia rzeszota	Regulowany [°]
Skok rzeszota	8÷11±1 mm
Częstość drgań	960 min^{-1}
Napęd - silniki - moc - obroty	 2x11 kW 960 obr/min
Masa przesiewacza	~7,20 Mg

3.3 Wirówki sitowo ślimakowe NAEL 1,1 i NAEL 3A

Wirówki sitowo-ślimakowe (rysunek nr 7) są stosowane do odwadniania drobno uziarnionego węgla w zakładach przeróbki mechanicznej węgla. Postać konstrukcyjna wirówki Nael 1,1 bazuje na sprawdzonych rozwiązaniach produkowanej równolegle wirówki Nael 3A. Obszarami ingerencji w postać konstrukcyjną wirówki Nael 3A są: kosz sitowy ze szczelinami od 0,15 mm, wirnik zgrzebłowy ośmio-, dziesięcio- i dwunastonożowy, przekładnia zębata, układy smarowania i przekładnia pasowa. Miejsce zastosowania wirówek określa w projekcie branża technologiczna nowego obiektu lub prac modernizacyjnych na istniejącym zakładzie przeróbczym [5,7].



Rys.4. Wirówka NAEL 1,1 i NAEL 3A
Figure 7. Centrifuges NAEL 1,1 and NAEL 3A

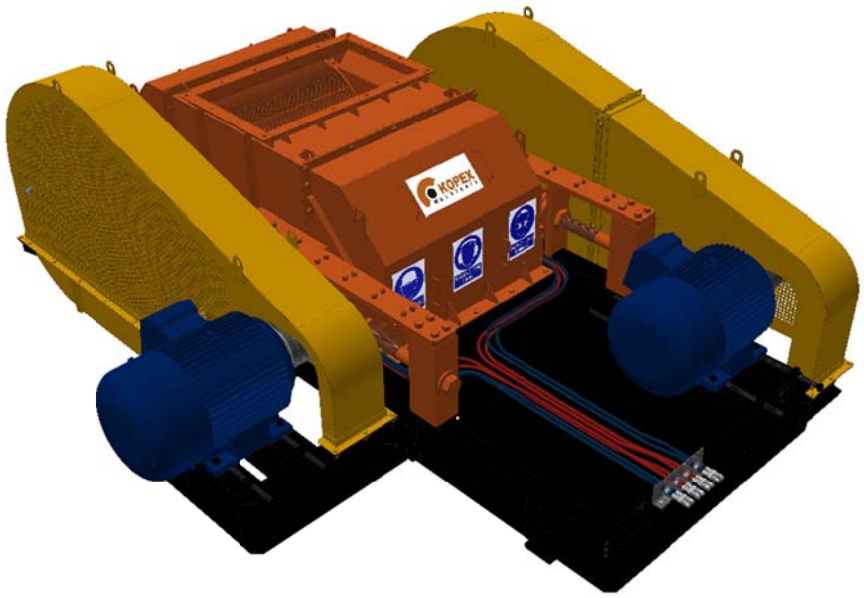
Tabela 5. Charakterystyka techniczna
Table 5. Technical characteristics

	NAEL 3A	NAEL 1,1
	Parametry techniczne	
Średnica wirnika	913 mm	913 mm
Obroty sita	558 obr/min	556,4 obr/min
Obroty wirnika zgrzebłowego	551 obr/min	540,9 obr/min
Powierzchnia sita	1,1 m^2	1,1 m^2
Wydajność nadawy	≤ 100 Mg/h	40÷120 Mg/h
Moc silnika	45 kW	45 kW
Obroty silnika	740 obr/min	740 obr/min
Przekładnia pasowo – klinowa (przełożenie)	1:1,08	1:1
Zespół pasów klinowych	4D-3150	5SPC-3150
Przekładnia kół zębatych do napędu sita stożkowego (przełożenie)	1:1,22	1:1,22
Przekładnia kół zębatych do napędu wirnika zgrzebłowego (przełożenie)	1:1,24	1:1,257
Obroty wału przystawki przekładni	680 obr/min	≤ 740 obr/min
Długość całkowita	2 850 mm	2 850 mm
Szerokość całkowita	2 030 mm	2 030 mm
Wysokość całkowita	2 355 mm	2 355 mm

	Cechy konstrukcyjne	
Liczba wirowania k	157 dla ziaren 0÷20mm	≤ 200 dla ziaren 0,15÷13 (20) mm
		≤ 240 dla ziaren 0,15÷1 (4) mm
Klasa ziarnowa nadawy	0,5÷20mm	0,15÷1 (4) mm
Wilgoć przemijająca nadawy	≤ 30%	≤ 45%
Wilgoć powierzchniowa materiału odwodnionego	10÷12%	8÷10%
Ilość noży na wirnik	12	8, 10, 12
Rozmiar szczeliny w koszu sitowym	0,5÷0,75mm	0,15÷0,75mm
Możliwość mechanicznej regulacji obrotów	TAK	TAK

3.4 Kruszarka dwuwalcowa KD 1000x1000

Kruszarka dwuwalcowa KD 1000x1000 (Rysunek nr 8) przeznaczona jest do kruszenia koncentratu węglowego oraz przerostów po procesie wzbogacania. Do największych zalet kruszarek walcowych należy przede wszystkim: wysoka niezawodność, niskie koszty eksploatacji i utrzymania, łatwa obsługa, długa żywotność głównych elementów kruszących oraz produkcja ziarna kubicznego o kalibrowanej założonej wielkości.



Rys.5. KD 1000x1000
Figure 8. KD 1000x1000

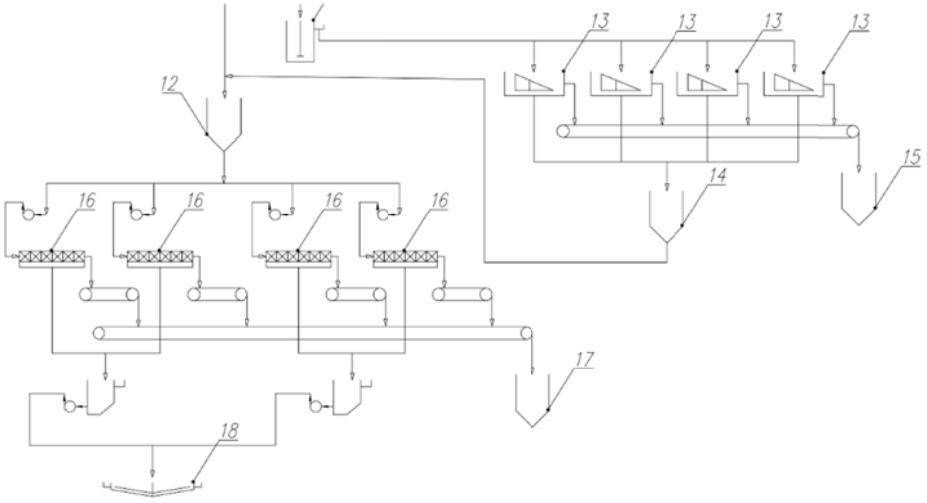
Tabela 6. Charakterystyka techniczna
Table 6. Technical characteristics

Charakterystyka techniczna kruszarki KD 1000x1000	
Maksymalna wielkość ziaren nadawy	30 mm
Wielkość produktu	6–20 mm
Wydajność przy prod. 6 mm	do 80 Mg/h ±10%
Średnica walców	1000 mm
Robocza długość walców	976 mm
Prędkość obrotowa walców	110 min^{-1}
Moc zainstalowana	60 kW (2 x 30 kW)
Masa kruszarki	~7,7Mg – bez ramy ~8,8 Mg – z ramą zespoloną

4. UKŁAD Z INSTALACJĄ ODZYSKU CZĘŚCI STAŁYCH Z ZAWIESINY WODNO-MUŁOWEJ

Mając na uwadze rosnące wymagania rynku, co do zawartości wilgoci węgla wprowadza się od kilku lat nowe rozwiązania technologiczno-maszynowe. Pozwalają one na uzyskanie produktów o znacznie niższej zawartości wilgoci, dzięki czemu w przypadku kilku zakładów przeróbczych wyeliminowano z praktyki proces termicznego suszenia koncentratów flotacyjnych. Stosowano wiele metod odwadniania flotokoncentratu. Najpopularniejszymi modelami odwadniania koncentratu flotacyjnego było zastosowanie filtrów tarczowych, a następnie dosuszanie w suszarniach termicznych. Zastosowanie powyższych rozwiązań nie spełnia jednak oczekiwań. Proces filtracji stosowany powszechnie w węźle najdrobniejszych ziarn jest kosztowny, technicznie przestarzały i mało efektywny. Zawartość wilgoci w osadach kształtuje się w granicach 25%, dlatego do dalszego obniżenia zawartości wilgoci w flotokoncentratach stosuje się suszarki bębnowe. Należy nadmienić, że proces suszenia termicznego najdrobniejszych ziarn jest bardzo kosztowny i uciążliwy dla środowiska, a końcowa zawartość wilgoci produktu jest nadal wysoka i nie spełnia oczekiwań [4].

Rozwiązaniem głębokiego, mechanicznego odwadniania węgli drobnych może być rozwiązanie poprzez zastosowanie pras filtracyjnych. Metoda ta jest wykorzystywana na Zakładzie Przeróbczym KWK Zofiówka w Jastrzębiu (rysunek nr 9), gdzie przelewy z wirówek sedymentacyjnych (13) trafiają do zbiornika wyrównawczego (12, 14) a następnie na cztery nowoczesne pracy filtracyjne (16). W wyniku tej metody uzyskujemy koncentrat o zawartości wilgoci w granicach 14% [2].



Rys.6. Fragment modernizacji instalacji odwadniania sedymentów na KWK Zofiówka wg projektu Biura Projektowego Prorem [1]
Figure 9. Piece of modernized sediment drainage installation in Zofiówka mine designed by Prorem [1]

Na Zakładzie Przeróbczym KWK Jas-Mos rozwiązano na skalę przemysłową problem odwadniania odcieku z wirówek sedymentacyjno-filtracyjnych z wykorzystaniem prasy filtracyjnej komorowo-membranowej odwadniającej ziarna >25 μm. Metoda ta może być do stosowania w miejscach, gdzie pracują wirówki sedymentacyjno-filtracyjne i nie planuje się ich likwidacji. W ten sposób otrzymaliśmy informacje o trzech sposobach odwadniania flotokoncentratu [1,2]:

- filtry tarczowe wraz z suszarnią termiczną – historyczne rozwiązanie możliwe do zastosowania do roku 2020,
- wirówki sedymentacyjno-filtracyjne wraz z prasami komorowo-membranowymi – zastosowanie wg projektu Zakładu Przeróbczego KWK Jas Mos,
- prasy komorowo-membranowe – zastosowanie wg opisanej metody na Zakładzie Przeróbki KWK Zofiówka.

5. PODSUMOWANIE

Przedstawienie kierunków rozwoju branży przeróbczej należy w podsumowaniu udokumentować dokonaniami przemysłowymi omówionych zagadnień.

Mówiąc o nowościach zawsze mamy na względzie „sposób i urządzenie", jako nierozłączne działanie inżynierskie.

Analizując powyższe stwierdzenie mamy zawsze do czynienia z nowymi postaciami konstrukcyjnymi maszyn, gdyż nowe „sposoby" czyli technologie wymagają zastosowania maszyn dotychczas eksploatowanych. Istotne dokonania, czyli zastosowania na skalę przemysłową dotyczą tak obiektów krajowych jak i zagranicznych gdzie funkcjonuje nowa polska myśl przeróbcza.

Szczegółowe informacje podane zostaną w prezentacji przygotowanej do niniejszego referatu.

6. LITERATURA

[1] Giemza H., Gruszka G., Hycnar J.J, Józefiak T., Kiermaszek K., Pyc A. –„Innowacyjne kierunki optymalizacji obiegów wodnych dla wydzielania i wykorzystania „sedymentów" w ZMPW Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A"- Komeko 2008r.

[2] Kot J. – „Doświadczenia z użytkowania instalacji odzysku części stałych z zawiesiny wodno-mułowej zawierających ziarna <25µm w KWK Jas-Mos" – Komeko 2012r.

[3] Prace własne Kopex Machinery S.A.

[4] Pyc A., Giemza H., Gruszka G., Lenartowicz M., - „Odwadnianie flotokoncentratu węgla koksowego w prasach filtracyjnych komorowo-membranowych"- Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, tom 6 zeszyt 2, strona 181-188.

[5] Sieklucki M., Śmiejek Z., Stankiewicz J.- „Doskonalenie postaci konstrukcyjnej polskiej pionowej wirówki NAEl" – Komeko 2014r.

[6] Śmiejek Z., Płonka A., - „Wzbogacanie urobku węglowego na miarę oczekiwań Inwestorów – XII Konferencja Przeróbki Kopalin.

[7] Zejer T.- „Racje techniczne i ekonomiczne tworzenia w Kopex Machinery S.A. nowych postaci konstrukcyjnych wirówek do koncentratów węglowych"- MEC 2014r.

Wpływ zmian uwarunkowań na ocenę poziomu niebezpieczeństwa robót na przykładzie eksploatacji prowadzonej w zagrożeniach skojarzonych

Stanisław Trenczek
Instytut Technik Innowacyjnych EMAG, Katowice

STRESZCZENIE: Przypomniano o obowiązku rozpoznawania zagrożeń ciążącym na przedsiębiorcy górniczym, a także o zagrożeniach skojarzonym. Omówiono w zarysie „Informatyczny system wspomagania kompleksowego zarządzania zagrożeniami górniczymi", za pomocą którego możliwa jest ocena rejonu ściany pod względem potencjalnego i rzeczywistego poziomu występujących zagrożeń, w tym zagrożeń skojarzonych, a także ocena ryzyka dla pracownika i ryzyka utraty funkcjonalności wyrobiska. Scharakteryzowano rejon ściany, w którym – w warunkach występowania zagrożeń skojarzonych – doszło do zapalenia metanu. Przedstawiono wyniki badań uwarunkowań i przebiegu eksploatacji w tym rejonie pod kątem określenia potencjalnych i rzeczywistych poziomów zagrożenia pożarowego. Pokazano wpływ niektórych czynników pożarogennych na zmianę oceny poziomu zagrożenia. Omówiono czynniki uwzględniane w ocenie ryzyka dla pracownika – zarówno potencjalnego jak i rzeczywistego – i przedstawiono wyniki obliczeń oraz ocenę tych poziomów.

SŁOWA KLUCZOWE: Górnictwo, zagrożenia skojarzone, zagrożenie pożarowe, ocena ryzyka

1. WPROWADZENIE

Rozpoznawanie zagrożeń oraz podejmowanie środków do ich zwalczania to jedne z podstawowych obowiązków ciążących na przedsiębiorcy górniczym [6]. Szczególnego znaczenia nabiera to w przypadku planowanej ścianowej eksploatacji pokładu węgla zlokalizowanej w górotworze, charakteryzującym się występowaniem zagrożeń skojarzonych. A więc takich jak: zagrożenie tąpaniami, zagrożenie metanowe, zagrożenie pożarami endogenicznymi, zagrożenie klimatyczne oraz zagrożenie wybuchem pyłu węglowego. Wzajemne ich oddziaływanie, wynikające z charakteru niektórych czynników, może się sprowadzić m.in. do następujących reakcji [5]: wysoka aktywność sejsmiczna (zagrożenie tąpaniami) powoduje rozszczelinowanie węgla, wysoka temperatura pierwotna górotworu (zagrożenie klimatyczne) przyspiesza proces utleniania węgla, jego samozagrzewania (zagrożenie pożarami endogenicznymi) i w końcu do samozapłonu, a następnie do zapalenia i wybuchu metanu (zagrożenie metanowe), które przy pyle węglowym zagrożonym wybuchem (zagrożenie wybuchem pyłu węglowego) i niewłaściwie opylonej (zroszonej) strefie zabezpieczającej może doprowadzić do wybuchu pyłu węglowego. W takich warunkach następuje ewidentny wzrost poziomu niebezpie-

czeństwa prowadzenia robót dla zatrudnionej tam załogi – wzrasta ryzyko utraty zdrowia, a nawet życia.
Dla ułatwienia oceny poziomu zagrożeń występujących w rejonie ściany wydobywczej w latach 2009-2012 Główny Instytut Górnictwa, przy współudziale Instytutu Technik Innowacyjnych EMAG, realizował projekt strukturalny pt. „Informatyczny system wspomagania kompleksowego zarządzania zagrożeniami górniczymi" [2]. System przeznaczony jest przede wszystkim dla oceny poziomu zagrożeń w rejonie każdej ściany. Posiada on segmenty: bazodanowy i analityczny. Pierwszy z nich, to baza danych o wyrobiskach górniczych (identyfikacja, lokalizacja, spełniane funkcje), zagrożeniach w nich występujących (systemy i metody monitoringu, wartości stanów, wyniki prognoz stanów, przedsięwzięcia profilaktyczne, skuteczność zastosowanych profilaktyk) oraz osobach odpowiadających za prewencję zagrożeń. W segmencie analitycznym przetwarza się informację dla dokonywania zintegrowanych ocen potencjalnych i rzeczywistych poziomów: wszystkich występujących zagrożeń, zagrożeń skojarzonych oraz niebezpieczeństwa prowadzenia robót poprzez określanie ryzyka dla pracownika i ryzyka utraty funkcjonalności wyrobisk w rejonie ściany. System ten współpracuje z innymi systemami monitoringu zagrożeń – zbierając z nich dane, przyjmuje też informacje wprowadzane z poziomu terminala – w przypadku parametrów nie podlegających stałemu zdalnemu monitorowaniu. System umożliwia komunikację pomiędzy serwerem centralnym a terminalami przez sieć wewnętrzną kopalni. Ponadto zapewnia hierarchizację dostępu do informacji, umożliwia wywoływanie alarmów o stanach krytycznych oraz blokuje niepożądaną ingerencję zewnętrzną i zapewnia otwartość na przyłączenie dodatkowych elementów.
Badania prowadzone w związku z opisanym poniżej zdarzeniem wypadkowym [4] pokazały, że w trakcie prowadzenia ruchu ściany zmianie uległo kilka parametrów wpływających na ocenę poziomu zagrożeń i ryzyka. Dla wskaźnikowego zobrazowania różnicy wykorzystano tylko cztery wskaźniki będące częścią analitycznego segmentu wspomnianego systemu informatycznego. A mianowicie dla oceny potencjalnych i rzeczywistych poziomów zagrożenia pożarami endogenicznymi, które było zagrożeniem bezpośrednio doprowadzającym do zapalenia metanu, oraz ryzyka dla pracownika.
Można przypuszczać, że stosując taki Informatyczny system wspomagania kompleksowego zarządzania zagrożeniami górniczym, dałoby się na bieżąco obserwować zmiany poziomu zagrożenia i korygować w związku z tym działania profilaktyczne.

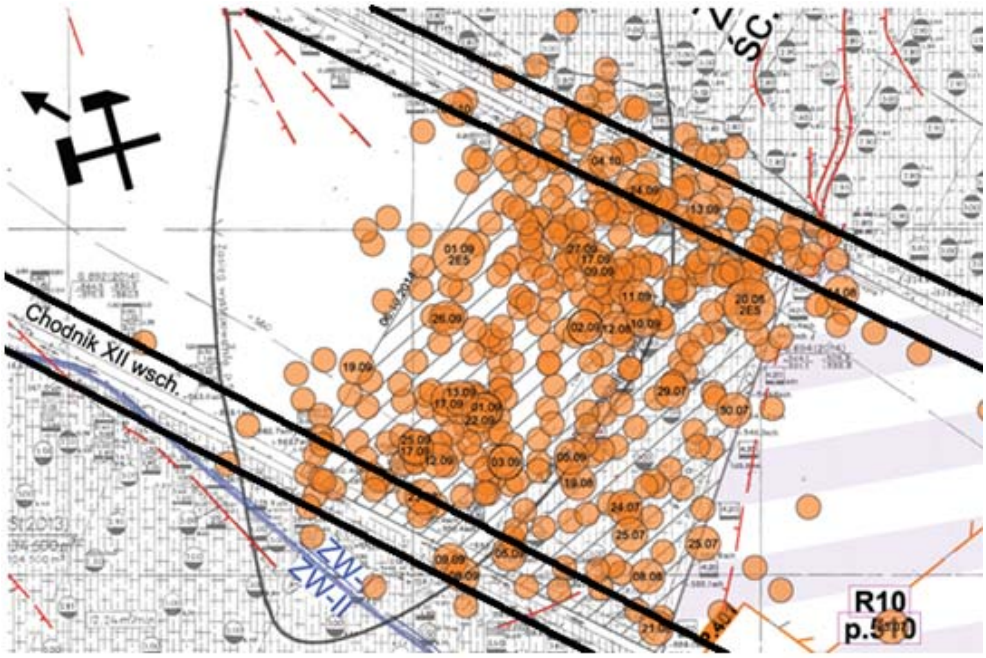
2. CHARAKTERYSTYKA REJONU Z WYSTĘPUJĄCYMI ZAGROŻENIAMI SKOJARZONYMI

Do zapalenia metanu doszło w ścianie przewietrzanej sposobem na U, dwustronnie po caliźnie (tzw. U1) w sąsiedztwie zrobów. Długość ściany, prowadzonej w warstwie przystropowej pokładu o grubości 7,7-13,6 m, wynosiła 230 m (początkowa – 234 m), wysokość 3,0 m, a planowany wybieg – 655 m. Pokład w rejonie ściany zaliczony był do III stopnia zagrożenia tąpaniami, IV kategorii zagrożenia metanowego i klasy B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego. Ponadto, węgiel tego pokładu zaklasyfikowany był do III grupy samozapalności, a rejon ściany 560 do II poziomu krytycznego z uwagi na temperaturę pierwotną górotworu, wynoszącą ok. 35°C. Jak więc z tego wynika ściana była prowadzona w warunkach występowania zagrożeń skojarzonych.
Procesy doprowadzające do tego zdarzenia miały klasyczny przebieg przypisywany zagrożeniom skojarzonym. Mianowicie, wstrząsy górotworu skutecznie rozszczelinowywały płoty węgla znajdujące się na północ i na południe od ściany. Na ogólną liczbę zarejestrowanych 565 wstrząsów o energii rzędu od $E \cdot 10^2$ J (101 wstrząsów w okresie rozruchu – średnio ponad 3

wstrząsy/dobę, 464 wstrząsy podczas normalnego biegu ściany – średnio prawie 9 wstrząsów/dobę) – tab. 1., aż 74 wstrząsy wystąpiły w rejonie płotów węgla [1]. W pasie do 20 m na północ i do 20 m na południe od chodnika nadścianowego (wentylacyjnego) wystąpiły 52 wstrząsy, a w pasie do 20 m na północ i do 20 m na południe od chodnika podścianowego wystąpiły 22 wstrząsy (rys. 1).

Tabela 1. Zestawienie wstrząsów w odniesieniu do miejsca ich wystąpienia
Table 1. Set of tremors regarding their place of occurring

Lokalizacja wstrząsów	Liczba wstrząsów: naturalnych (N) i prowokowanych (P)								
	E2[J]		E3[J]		E4[J]		E5[J]		Σ
	N	P	N	P	N	P	N	P	
pole wybierkowe ściany	88	3	168	21	17	1	1	-	299
zroby i calizna na wschód od przecinki ściany	71	-	171	4	19	-	1	-	266
Razem	15	3	339	25	36	1	2	-	565



Rys. 1. Lokalizacja wstrząsów – od energii rzędu $E \cdot 10^3$ J – w rejonie „płotów" węgla sąsiadujących ze ścianą
Fig.1. Location of tremors – from the energy of about $E \cdot 10^3$ J – at an area of coal "fences" neighbouring a longwall

3. POTENCJALNY POZIOM ZAGROŻENIA POŻAREM ENDOGENICZNYM

Na podstawie rozpoznania warunków w rejonie planowanej eksploatacji ścianowej można określić dla niej potencjalny poziom zagrożenia pożarami endogenicznymi za pomocą wskaź-

nika pożarowości ściany μWPS [3]. Uwzględnia on 10 charakterystycznych czynników stymulujących poziom zagrożenia pożarami endogenicznymi, przy czym każdy z nich, stosownie do określonego przedziału parametrów ma przypisaną wagę stosowną do jego wielkości (tab. 2).

Tabela 2. Parametry czynników uwzględnianych w prognozie zagrożenia pożarami endogenicznymi metodą wskaźnika μWPS

Table 2. Parameters of factors considered in a prediction of spontaneous fires – made by method of μWPS coefficient

Nazwa czynnika	Kryteria stymulacji			
	$w_{i1} = 0$	$w_{i2} = 0{,}5$	$w_{i3} = 0{,}8$	$w_{i4} = 1$
C_1 - wskaźnik samozapalności węgla, Sz^a [°C/min]	$40 \le C_1$	$40 < C_1 \le 70$	$70 < C_1 \le 100$	$C_1 > 100$
C_2 - okres inkubacji pożaru, τ_{ink} [dni]	$C_2 > 90$	$60 < C_2 \le 90$	$30 < C_2 \le 60$	$C_2 < 30$
C_3 - temperatura pierwotna górotworu, T_{pg} [°C]	$C_3 \le 20$	$20 < C_3 \le 30$	$30 < C_3 \le 40$	$C_3 > 40$
C_4 - grubość warstwy węgla przedostającego się do zrobów, G [m]	$C_4 \le 0{,}2$	$0{,}2 < C_4 \le 0{,}6$	$0{,}6 < C_4 \le 1{,}0$	$C_4 > 1{,}0$
C_5 - temperatura powietrza w ścianie, $t_ś$ [°C]	$C_5 \le 20$	$20 < C_5 \le 26$	$26 < C_5 \le 32$	$C_5 > 32$
C_6 - prędkość powietrza w ścianie, v [m/s]	$C_6 \le 1{,}0$	$1{,}0 < C_6 \le 2{,}0$	$2{,}0 < C_6 \le 3{,}0$	$C_6 > 3{,}0$
C_7 - postęp ściany, $P_ś$, [m/m-c]	$C_8 > 80$	$60 < C_8 \le 80$	$30 < C_8 \le 60$	$C_8 \le 30$
C_8 - migracja powietrza przez zroby – sposób przewietrzania ściany, Mp	U1, W2, W4	H4÷H9, Y'3, Y1÷Y4	H1÷H3, Y'1, Y'2, Y 5, Y6, Z1	W1, W3, Y'4÷Y'6, Z2, Z`1÷Z`4, U2,
C_9 - aktywna profilaktyka pożarowa, przemulanie, inertyzacja zrobów, PZ, [cykle/m-c]	$PZ > 8$	$8 \ge PZ > 4$	$4 \ge PZ > 0$	$PZ = 0$
C_{10} - wstrząsy górotworu i aktywna profilaktyka tąpaniowa, WT	brak wstrząsów BW	występowanie wstrząsów W	wykonywanie strzelań wstrząsowych lub torpedujących SW/ST	wykonywanie strzelań wstrzą-sowych i torpedujących SW + ST

Wartość wskaźnika wyznacza się ze wzoru

$$\mu WPS = \sum_{C_{10}}^{C_1} w_{i1\text{-}4} = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6 + C_7 + C_8 + C_9 + C_{10} \qquad (1)$$

natomiast w ocenie poziomu zagrożenia uznaje się, że zagrożenie pożarem endogenicznym w rejonie badanej ściany:

– nie występuje, gdy $\mu WPS < 5$ – I stopień, ściana niezagrożona pożarem,

– jest średnie, gdy $5 \le \mu WPS < 8$ – II stopień, ściana zagrożona pożarem,

– jest wysokie, gdy $\mu WPS \ge 8$ – *III stopień, ściana pożarowa.*

Ponieważ nie ma obligatoryjnego obowiązku prognozowania zagrożenia pożarami endogenicznymi nie dokonano takiej oceny dla przedmiotowej ściany. Można jednak, na podstawie danych posiadanych z okresu sprzed eksploatacji (tab. 3), wykonać taką „wsteczna" prognozę i ocenę poziomu zagrożenia pożarowego.

Tabela 3. Zestawienie wartości parametrów dla oceny potencjalnego poziomu zagrożenia pożarami endogenicznymi w rejonie badanej ściany
Table 3. Set of values of parameters for assessment of spontaneous fire risk at an area of a tested longwall

Nazwa czynnika	Wartości	
	parametr	waga
C_1 - wskaźnik samozapalności węgla, Sz^a [°C/min]	94	0,8
C_2 - okres inkubacji pożaru, τ_{ink} [dni]	64	0,5
C_3 - temperatura pierwotna górotworu, T_{pg} [°C]	35,0	0,5
C_4 - grubość warstwy węgla przedostającego się do zrobów, G [m]	0,4	0,5
C_5 - temperatura powietrza w ścianie, $t_ś$ [°C]	29,6	0,8
C_6 - prędkość powietrza w ścianie, v [m/s]	2,0	0,5
C_7 - postęp ściany, $P_ś$, [m/m-c]	84	0,0
C_8 - migracja powietrza przez zroby – sposób przewietrzania ściany, Mp	U1	0,0
C_9 - aktywna profilaktyka pożarowa, przemulanie, inertyzacja zrobów, PZ, [cykle/m-c]	$8 \geq PZ > 4$	0,5
C_{10} - wstrząsy górotworu i aktywna profilaktyka tąpaniowa, WT	SW	0,8

Wyznaczona na podstawie wzoru (1) wartość wskaźnika wynosi μWPS = 4,9 co oznacza, że zagrożenie pożarem endogenicznym w rejonie badanej ściany – przy realizacji założeń przyjętych w projekcie technicznej eksploatacji, w tym zrealizowaniu działań profilaktycznych – nie powinno występować. Rejon ściany sklasyfikowany zostałby do I stopnia, jako niezagrożony pożarem.
Z danych tych (tab. 3) wynika, że w trakcie ruchu ściany raczej nie powinny ulec zmianie parametry quasi stałe, tj. wskaźnik samozapalności węgla, okres inkubacji pożaru, temperatura pierwotna górotworu oraz migracja powietrza przez zroby – sposób przewietrzania ściany. Pozostałe parametry są quasi zmienne, mogą ulegać zmianie, gdyż są bardziej zależne od bieżących warunków geologiczno-górniczo-organizacyjnych. Różne bywają przyczyny zmian. Czasami warunki geologiczno-górnicze się pogarszają, powodując wzrost poziomu występującego zagrożenia i konieczność zastosowania dodatkowych środków profilaktycznych, co może wpłynąć na poziom zagrożenia pożarowego. Czasami zaś warunki rzeczywiste powodują, iż dane zagrożenia nie występuje na spodziewanym poziomie, co również skutkuje zmianą środków profilaktycznych – od niektórych działań się odstępuje. Dlatego wskazane jest oceniać poziom zagrożenia podczas ruchu ściany w przypadku zmiany warunków, a konkretnie zmiany wartości parametru któregokolwiek czynnika.

4. RZECZYWISTY POZIOM ZAGROŻENIA POŻAREM ENDOGENICZNYM

Przedmiotowa ściana była prowadzona stosownie do warunków występujących w jej rejonie, co jest rzeczą naturalną. Z analizy przebiegu eksploatacji tą ścianą wynikało, że niektóre czynniki uległy zmianom, przez co w ocenie rzeczywistego poziomu zagrożenia pożarem endogenicznym w rejonie tej ściany parametry miały inną, niekorzystną wartość.
Zgodnie z projektem technicznym eksploatacja planowana była z tempem ok. 4 m/dobę, co przy średnio 21 dniach roboczych w miesiącu powinno pozwolić uzyskać postęp ok. 84 m/miesiąc. Taki postęp skutecznie przeciwdziała rozwojowi procesów utleniania i samozagrzewania. Stąd też w ocenie sprzed okresu eksploatacji wartość wagi parametru określającego czynnik C_8 (tab. 3) wynosi 0,0. W rzeczywistości, ze względu na warunki górniczo-geologiczne, postęp dobowy był zróżnicowany (tab. 4) w okresie rozruchu i normalnego biegu ściany.

Tabela 4. Zestawienie parametrów postępu ściany
Table 4. Set of parameters of a longwall advance

Data od – do	Liczba dni				Postęp ściany uśredniony	
	okres rozruchu		okres normalnego biegu		w okresie [m]	dobowy [m]
	obłożonych do wydobycia	ogółem w okresie	obłożonych do wydobycia	ogółem w okresie		
17.07.2014 – 14.08.2014	22	29	-	-	39,5	1,80
15.08.2014 – 31.08.2014	-	-	16	17	48,75	3,05
01.09.2014 – 30.09.2014	-	-	30	30	99,25	3,31
06.10.2014	-	-	6	6	16,50	2,75
Razem	22	29	52	53	204,0	2,75

Łącznie uzyskano 204 m postępu, co przy 74 dniach obłożonych do wydobycia daje średni postęp 2,75 m/dobę oraz – również zakładając 21 dni roboczych w miesiącu – daje 57,75 m/miesiąc. Uwzględniając jednak rzeczywiste obłożenie wynoszące 74 dni (na 77 dni całego okresu eksploatacji), tj. 2 miesiące i 12 dni, daje to postęp 62,5 m/miesiąc. Różnica wynosi wiec ok. 21,5 m/miesiąc. W związku z tym występująca w zrobach tzw. strefa gaszenia (z niską zawartością tlenu) przesuwa się dużo wolniej, co przekłada się na wzrost poziomu zagrożenia pożarem endogenicznym. Ma to też swoje odzwierciedlenie w ocenie poziomu metodą wskaźnika μWPS (tab. 5) – wartość wagi dla czynnika C_7 wzrasta do 0,5.

Tabela 5. Zestawienie wartości parametrów dla oceny rzeczywistego poziomu zagrożenia pożarami endogenicznymi w rejonie badanej ściany w okresie przed zdarzeniem
Table 5. Set of values of parameters for assessment of a real spontaneous fire risk at a tested longwall area before an event

Nazwa czynnika	Wartości	
	parametr	waga
C_1 - wskaźnik samozapalności węgla, Sz^a [°C/min]	94	0,8
C_2 - okres inkubacji pożaru, τ_{ink} [dni]	64	0,5
C_3 - temperatura pierwotna górotworu, T_{pg} [°C]	35,0	0,5
C_4 - grubość warstwy węgla przedostającego się do zrobów, G [m]	3,0 („płot") + 0,4	1,0
C_5 - temperatura powietrza w ścianie, $t_ś$ [°C]	29,6	0,8
C_6 - prędkość powietrza w ścianie, v [m/s]	2,4	0,8
C_7 - postęp ściany, $P_ś$, [m/m-c]	63	0,5
C_8 - migracja powietrza przez zroby – sposób przewietrzania ściany, Mp	U1	0,0
C_9 - aktywna profilaktyka pożarowa, przemulanie, inertyzacja zrobów, PZ, [cykle/m-c]	4	0,8
C_{10} - wstrząsy górotworu i aktywna profilaktyka tąpaniowa, WT	SW	0,8

Drugi czynnik wpływający na ocenę poziomu zagrożenia pożarem endogenicznym to profilaktyka pożarowa. W projekcie technicznym zakładano przemulanie zrobów tej ściany z częstotliwością co najmniej 1 raz na tydzień, dlatego wartość wagi czynnika C_9 w ocenie z okresy sprzed eksploatacji wynosiła 0,5. W rzeczywistości nie było realizowane. Dopiero na dzień przed zapaleniem metanu, a więc w okresie, kiedy miał już miejsce pożar endogeniczny,

po raz pierwszy przeprowadzono przemulanie zrobów. Dlatego w rzeczywistej ocenie waga czynnika C_9 wzrosła do wartości 1,0 (tab. 5).
Zmianie uległy jeszcze dwa czynniki, współzależne od siebie. Wolniejsze tempo eksploatacji od zakładanego oraz przyrost temperatury gazów zrobowych (i tak już wysokiej z uwagi na stosunkowo wysoką temperaturę pierwotną górotworu) w wyniku rozwijającego się procesu samozagrzewania (z reakcją egzotermiczną) wymuszały zwiększenie wydatku powietrza w rejonie ścianie. W konsekwencji spowodowało to przepływ powietrza przez ścianę z większą prędkością, co w ocenie przełożyło się na wzrost wagi czynnika C_6 do wartości 0,8 (tab. 5). Niezależnie od tego temperatura powietrza w ścianie także nieco wzrosła, w związku z czym waga czynnika C_5 wzrosła do wartości 0,8 (tab. 5).
Na koniec ostatnia, chyba najistotniejsza zmiana. Otóż w standardowym wyznaczaniu wartości wskaźnika zagrożenia pożarem endogenicznym μWPS w czynniku C_4 uwzględnia się warstwy węgla przedostające się do zrobów z nadległego pokładu lub warstwy węgla jeśli zakłada się profilaktyczne przemulanie zrobów z odpowiednią częstotliwością, co ma spowodować odcięcie się od „płotów" węgla. Z takiego założenia wychodząc w ocenie sprzed okresu eksploatacji waga tego czynnika C_4 miała wartość 0,5 (tab. 3). Z uwagi na brak przemulania i skutki omówionych zmian, w rzeczywistej ocenie waga tego czynnika wzrosła więc do 1,0 (tab. 5).
Wszystkie omówione zmiany oceny poszczególnych czynników spowodowały także zmianę rzeczywistej oceny poziomu zagrożenia pożarem endogenicznym – wartość wskaźnika wynosi μWPS = 6,5. Oznacza to zaklasyfikowanie w okresie przed zdarzeniem rejonu ściany do II stopnia, jako średnio zagrożonej pożarem. Nastąpił więc wzrost wartości tego wskaźnika o prawie 33%.

5. POTENCJALNY POZIOM RYZYKA DLA PRACOWNIKA

Podobnie jak w przypadku prognozy i rzeczywistej oceny zagrożenia pożarem endogenicznym, można też ocenić poziom potencjalnego ryzyka i rzeczywistego ryzyka dla pracownika [4] zatrudnionego w rejonie omawianej ściany.
W ocenie potencjalnego ryzyka dla pracownika wynikającego z występowaniem zagrożeń skojarzonych (*RPP ZS*) istotne są: ich potencjalny poziom danego zagrożenia Z_{ii} – stopień, kategoria, klasa, poziom, czy grupa – oraz związane z tym ewentualne skutki sp_i (tab. 6), przy czym mogące wystąpić skutki, to:
- wypadek lekki - sp = 1, tj. potencjalny uszczerbek na zdrowiu,
- wypadek ciężki - sp = 2, tj. potencjalna utrata zdrowia,
- wypadek śmiertelny - sp = 3, tj. potencjalna utrata życia.

Poziom potencjalnego ryzyka określa się na podstawie wartości wskaźnika obliczanego jako

$$RPP\ ZS = \Sigma\ wpz_i \qquad (2)$$

wg kryteriów:
- ryzyko niskie – $6 \le RPP\ ZS\ I < 10$
- ryzyko średnie – $10 \le RPP\ ZS\ II < 16$
- ryzyko wysokie – $RPP\ ZS\ III \ge 16$

przy $\Sigma\ wpz_{imax} = 25$.

Tabela 6. Zestawienie poziomów potencjalnego ryzyka poszczególnych zagrożeń dla pracownika
Table 6. Set of levels of a potential risk of respective hazards for a worker

Zagrożenie	Z_i	Z_{ii}	Poziom zagrożenia	Waga skutków zdarzenia sp_i			Waga zagrożenia wpz_i ($\Sigma\, sp_i$)	Potencjalne ryzyko dla pracownika
				$sp = 1$	$sp = 2$	$sp = 3$		$RPP\ ZS_i$
tąpaniami	Z_1	$Z_{1.1}$	nie występuje	-	-	-	0	ryzyko nie występuje
		$Z_{1.2}$	I stopień	1	-	-	1	I
		$Z_{1.3}$	II stopień	1	2	-	3	II
		$C_{1.4}$	III stopień	1	2	3	6	III
metanowe	Z_2	$Z_{2.1}$	niemetanowy	-	-	-	0	ryzyko nie występuje
		$Z_{2.2}$	I kategoria	-	-	-	0	ryzyko nie występuje
		$Z_{2.3}$	II kategoria	1	-	-	1	I
		$Z_{2.4}$	III kategoria	1	2	-	3	II
		$Z_{2.5}$	IV kategoria	1	2	3	6	III
wybuchem pyłu węglowego	Z_3	$Z_{3.1}$	klasa A	-	-	-	0	I
		$Z_{3.2}$	klasa B	1	2	3	6	III
pożarowe	Z_4	$Z_{4.1}$	I grupa	-	-	-	0	ryzyko nie występuje
		$Z_{4.2}$	II grupa	1	-	-	1	ryzyko nie występuje
		$Z_{4.3}$	III grupa	1	2	-	3	I
		$Z_{4.4}$	IV grupa	1	2	-	3	II
		$Z_{4.5}$	V grupa	1	2	3	6	III
klimatyczne	Z_5	$Z_{5.1}$	nie występuje	-	-	-	0	ryzyko nie występuje
		$Z_{5.2}$	Poziom Krytyczny I	-	-	-	0	ryzyko nie występuje
		$Z_{5.3}$	Poziom Krytyczny II	-	-	-	0	I
		$Z_{5.4}$	Poziom Krytyczny III	1	-	-	1	II

W odniesieniu do rozpoznanych w rejonie ściany 560 potencjalnych poziomów zagrożeń skojarzonych (opisanych w pkt 2) można uznać, że przed eksploatacją wskaźnik ten wynosił

$$RPP\ ZS = 6 + 6 + 6 + 3 + 0 = 21$$

co oznacza, że w rejonie ściany miało prawo występować potencjalnie wysokiego ryzyka dla pracownika.

6. RZECZYWISTY POZIOM RYZYKA DLA PRACOWNIKA

W ocenie ryzyka rzeczywistego dla pracownika, mogącego wystąpić w związku z zagrożeniami skojarzonymi, istotną rolę odgrywają takie parametry, które oddają charakter poziomu danego zagrożenia. Są to:

- Z_1 – zagrożenie tąpaniami:
  Pmaxwg – poziom zaistniałego w danym miesiącu, w rejonie ściany, wstrząsu górotworu o maksymalnej energii [J]; uwzględnia się wartość liczbową (od 0 do 5) przypisaną wartości wstrząsu z danego przedziału, bez względu na lokalizację (zarówno w zrobach jak i na wybiegu),
  Oe – najmniejsza odległość epicentrum wstrząsu, który jest odnotowywany wg powyższej zasady; uwzględnia się odległość od wyrobiska przynależnego do rejonu ściany [m], to jest albo od wyrobiska ścianowego, albo od wyrobiska przyścianowego,
  $E\sum m\text{-}c$ – sumaryczna miesięczna wydzielona energia wstrząsów w rejonie ściany [J]; uwzględnia się maksymalną za miesiąc poprzedni, która jest uaktualniana na bieżąco, jeśli jest większa;

- Z_2 – zagrożenie metanowe:
  Mp – możliwość nagromadzenia się metanu w powietrzu wylotowym ze ściany [%]; uwzględnia się wartość maksymalnego stężenia metanu na podstawie bieżącej rejestracji,
  Vmb – metanowość bezwzględna [m^3/min]; uwzględnia się maksymalną za miesiąc poprzedni, która jest uaktualniana na bieżąco, jeśli jest większa.
  Vmw – metanowość wentylacyjna – strumień objętości metanu w wyrobisku [m^3/min]; uwzględnia się maksymalną za miesiąc poprzedni, która jest uaktualniana na bieżąco, jeśli jest większa.
  ZWR – zdolność wentylacyjna rejonu ściany do rozrzedzenia metanu do wartości dopuszczalnych; uwzględnia się wartość stosunku metanowości kryterialnej bezwzględnej V_{kryt} [m^3/min] do metanowości wentylacyjnej $ZWR = V_{kryt} / Vmw$ oraz uwzględnia się wartość V_{kryt} wyznaczoną w projekcie technicznej eksploatacji ściany; jeśli zostanie skorygowana podczas ruchu (biegu) ściany – uwzględnia się wartość skorygowaną;

- Z_3 – zagrożenie wybuchem pyłu węglowego:
  Iopw – intensywność osiadania pyłu węglowego [mg/m^2 na dobę]; uwzględnia się wartości wyznaczane dla punktów znajdujących się w wylotowym prądzie powietrza (lub w wylotowych prądach jako suma) w odległości od ściany:
  - 30 m - *Iopw30*,
  - 50 m – *Iopw50*;

- Z_4 – zagrożenie pożarami endogenicznymi:
  G – wskaźnik zagrożenia pożarami endogenicznymi w przestrzeniach niedostępnych; uwzględnia się wartość najwyższą w danym miesiącu,
  ΔCO – wskaźnik jakościowy zagrożenia pożarami endogenicznymi w prądzie wylotowym powietrza ze ściany [%]; uwzględnia się wartość najwyższą w danym miesiącu,
  ZCO – wskaźnik ilościowy zagrożenia pożarami endogenicznymi w prądzie wylotowym powietrza ze ściany [l/min]; uwzględnia się wartość najwyższą w danym miesiącu;

- Z_5 – zagrożenie klimatyczne:
  tpg – temperatura pierwotna górotworu w rejonie ściany [^oC]; uwzględnia się wartość najwyższą stwierdzona badaniami w rejonie (w pobliżu rejonu) ściany,
  ts – maksymalna temperatura powietrza zmierzona w rejonie ściany termometrem suchym [^oC]; uwzględnia się wartość najwyższą w danym miesiącu.
  Ich – minimalna intensywność chłodzenia zmierzona w rejonie ściany [^{o}Kw]; uwzględnia się wartość najniższą w danym miesiącu.

W zależności od wartości danego parametru jest on przypisywany do jednego z sześciu poziomów p_i przy czym poziom najniższy ($p_1 = 0$) nie powoduje niebezpieczeństwa (tab. 7).

Tabela 7. Zestawienie wartości liczbowych parametrów określających poziom niebezpieczeństwa
Table 7. Set of numerical parameters determining a hazard level

Zagrożenie	Zi	Parametr	Poziom niebezpieczeństwa (pi)							$\Sigma W^R p_{i\text{-}} C_{i\,max}$
			$p_1 = 0$	$p_2 = 1$	$p_3 = 2$	$p_4 = 3$	$p_5 = 4$	$p_6 = 5$	p_{imax}	
tąpaniami	Z_1	*Pmaxwg* [J]	brak wstrząsów	$\leq 10^3$	$> 10^3$ $\leq 10^4$	$> 10^4$ $\leq 10^5$	$> 10^5$ $\leq 10^6$	$> 10^6$	5	15
		Oe [m]	brak wstrząsów	> 300	> 200 ≤ 300	> 100 ≤ 200	> 30 ≤ 100	≤ 30	5	
		E∑m-c [J]	brak wstrząsów	$\leq 10^3$	$> 10^3$ $\leq 10^4$	$> 10^4$ $\leq 10^5$	$> 10^5$ $\leq 10^6$	$> 10^6$	5	
metanowe	Z_2	*Mp* [%]	≤ 0,1	> 0,1 ≤ 0,5	> 0,5 ≤ 1,0	> 1,0 ≤ 1,5	> 1,5 ≤ 2,0	> 2,0	5	20
		Vmb [m^3/min]	≤ 5	> 5 ≤ 10	> 10 ≤ 25	> 25 ≤ 40	> 40 ≤ 60	> 60	5	
		Vmw [m^3/min]	≤ 5	> 5 ≤ 10	> 10 ≤ 15	> 15 ≤ 25	> 25 ≤ 35	> 35	5	
		ZWR	> 2,0	> 1,5 ≤ 2,0	> 1,0 ≤ 1,5	> 0,5 ≤ 1,0	> 0,2 ≤ 0,5	≤ 0,2	5	
wybuchem pyłu węglowego	Z_3	*Iopw30* [g/m^2 na dobę]	≤ 15	> 15 ≤ 25	> 25 ≤ 35	> 35 ≤ 50	> 50 ≤ 70	> 70	5	10
		Iopw50 [g/m^2 na dobę]	≤ 5	> 5 ≤ 10	> 10 ≤ 15	> 15 ≤ 25	> 25 ≤ 35	> 35	5	
pożarowe	Z_4	*G*	0	> 0 ≤ 0,001	> 0,001 ≤ 0,0025	> 0,0025 ≤ 0,007	> 0,007 ≤ 0,03	> 0,03	5	15
		ΔCO [%]	0	> 0 ≤ 0,0003	> 0,0003 ≤ 0,0007	> 0,0007 ≤ 0,0015	> 0,0015 ≤ 0,0026	> 0,0026	5	
		$\dot{V}$ *CO* [l/min]	0	> 0 ≤ 5	> 5 ≤ 10	> 10 ≤ 15	> 15 ≤ 20	> 20	5	
klimatyczne	Z_5	*tpg* [°C]	≤ 25	> 25 ≤ 30	> 30 ≤ 35	> 35 ≤ 40	> 40 ≤ 45	> 45	5	15
		ts [°C]	≤ 24	> 24 ≤ 26	> 26 ≤ 28	> 28 ≤ 30	> 30 ≤ 33	> 33	5	
		I_{ch} [°Kw]	≥ 17	< 17 ≥ 15	< 15 ≥ 13	< 13 ≥11	< 11 ≥ 9	< 9	5	

A więc każdy uwzględniany w tej ocenie parametr może występować na jednym z pięciu poziomów p_1-p_5. Ponadto, w ocenie uwzględniającej kontekst danego zagrożenia istotny jest jego rzeczywisty poziom Z_{ii} związany z ewentualnymi skutkami sr_i, co pozwala określić wagę rzeczywistą tego zagrożenia wrz_i. Można to wyrazić jako

$$RRP\ (Z_{ii}) = wrz_i = \Sigma sr_i, \tag{3}$$

co pokazano w poniższym zestawieniu (tab. 8).

Tabela 8. Zestawienie wag zagrożenia rzeczywistego dla pracownika w kontekście poziomów niebezpieczeństwa
Table 8. Set of weights of a real hazard for a worker regarding hazard levels

Zagrożenie	Z_i	Z_{ii}	Poziom niebezpieczeństwa p_i	Waga skutków zdarzenia ${}_isr_i$			Waga zagrożenia wrz_i (Σsr_i)
				$sr = 1$	$sr = 2$	$sr = 3$	
tąpaniami	Z_1	$Z_{1.1}$	$p_1 = 0$	-	-	-	0
		$Z_{1.2}$	$p_2 = 1$	-	-	-	0
		$Z_{1.3}$	$p_3 = 2$	1	-	-	1
		$Z_{1.4}$	$p_4 = 3$	1	2	-	3
		$Z_{1.5}$	$p_5 = 4$	1	2	3	6
		$Z_{1.6}$	$p_6 = 5$	1	2	3	6
metanowe	Z_2	$Z_{2.1}$	$p_1 = 0$	-	-	-	0
		$Z_{2.2}$	$p_2 = 1$	-	-	-	0
		$Z_{2.3}$	$p_3 = 2$	1	-	-	1
		$Z_{2.4}$	$p_4 = 3$	1	2	-	3
		$Z_{2.5}$	$p_5 = 4$	1	2	3	6
		$Z_{2.6}$	$p_6 = 5$	1	2	3	6
wybuchem pyłu węglowego	Z_3	$Z_{3.1}$	$p_1 = 0$	-	-	-	0
		$Z_{3.2}$	$p_2 = 1$	-	-	-	0
		$Z_{3.3}$	$p_3 = 2$	1	-	-	1
		$Z_{3.4}$	$p_4 = 3$	1	2	-	3
		$Z_{3.5}$	$p_5 = 4$	1	2	3	6
		$Z_{3.6}$	$p_6 = 5$	1	2	3	6
pożarowe	Z_4	$Z_{8.1}$	$p_1 = 0$	-	-	-	0
		$Z_{8.2}$	$p_2 = 1$	-	-	-	0
		$Z_{8.3}$	$p_3 = 2$	-	-	-	0
		$Z_{8.4}$	$p_4 = 3$	1	-	-	1
		$Z_{8.5}$	$p_5 = 4$	1	2	-	3
		$Z_{8.6}$	$p_6 = 5$	1	2	3	6
klimatyczne	Z_5	$Z_{9.1}$	$p_1 = 0$	-	-	-	0
		$Z_{9.2}$	$p_2 = 1$	-	-	-	0
		$Z_{9.3}$	$p_3 = 2$	-	-	-	0
		$Z_{9.4}$	$p_4 = 3$	-	-	-	0
		$Z_{9.5}$	$p_5 = 4$	-	-	-	0
		$Z_{9.6}$	$p_6 = 5$	1	-	-	1

Ocena poziomu rzeczywistego ryzyka dla pracownika określana podobnie jak dla poziomu potencjalnego, tj. na podstawie wartości wskaźnika obliczanego jako

$$RRP\ ZS = \Sigma sr_i \qquad (4)$$

wg kryteriów:
- ryzyko niskie – $6 \le RRP\ ZS\ I < 10$
- ryzyko średnie – $10 \le RRP\ ZS\ II < 16$
- ryzyko wysokie – $RRP\ ZS\ III \ge 16$

przy $\Sigma sr_{imax} = 25$.

W odniesieniu do rejestrowanych w okresie eksploatacji w rejonie ściany rzeczywistych wartości parametrów określających poziomy zagrożeń skojarzonych (tab. 8) odpowiadające im wartości Z_{ii} z tab. 7 podstawione do wzoru (4) wskazują, że wskaźnik ten wynosił RRP ZS = 6 + 6 + 6 + 3 + 0 = 21, co pozwal uznać, że przed zdarzeniem występowało rzeczywiste wysokie ryzyko dla pracownika.

PODSUMOWANIE

Dla lepszego rozpoznania poziomu zagrożeń oraz ryzyka dla pracownika i ryzyka utraty funkcjonalności wyrobisk w rejonie ściany służyć może „Informatyczny system wspomagania kompleksowego zarządzania zagrożeniami górniczymi".

Występowanie zagrożeń skojarzonych w rejonie ściany eksploatacyjnej, której pole eksploatacyjne zlokalizowane jest w sąsiedztwie „płotów" węgla powoduje – przy dużej aktywności sejsmicznej wzrost niebezpieczeństwa prowadzenia robót.

Pogorszenie się warunków geologiczno-górniczych w rejonie eksploatacji skutkować powinno rozszerzeniem działań profilaktycznych, z kolei niedotrzymanie zakładanych parametrów związanych z prowadzeniem eksploatacji i działaniami profilaktycznymi zdecydowanie przyczynia się do wzrostu zagrożenia pożarem endogenicznym.

Bieżąca analiza i ocena poziomu zagrożeń skojarzonych występujących w rejonie prowadzonej eksploatacji w kontekście zagrożenia pożarem endogenicznym i jego skutków daje większe możliwości wprowadzania działań korygujących i obniżających poziom ryzyka wystąpienia zdarzenia wypadkowego.

LITERATURA

[1] Dokumentacja WUG 2014. Praca pt.: „Analiza stanu zagrożenia tąpaniami uwzględniająca: prognozę oraz działania profilaktyczne w rejonie ściany 560 w pokładzie 510 III w-wa na poziomie 665 m w kontekście pozostałych zagrożeń naturalnych oraz warunków górniczo-geologicznych, wynikających z występujących w otoczeniu ściany zrobów, wpływ ewentualnej eksploatacji pokładu 510 III w-wa na poziomie 665 m ścianą 522 na szczelność otamowanego pola pożarowego, utworzonego dla ściany 560" pod kierunkiem A. Zorychty. Kraków-Katowice, grudzień 2014 r., niepublikowana.

[2] Kabiesz J., Trenczek S., Iwaszenko S. 2012: Narzędzia informatyczne do zarządzania systemami prewencji zagrożeń górniczych. W: Praca zbiorowa pod redakcją Józefa Kabiesza pt. Zarządzanie prewencją zagrożeń górniczych wspomagane narzędziami informatycznymi. Wyd. GIG, ISBN 978-83-61126-49-2, Katowice 2012, str. 72–90.

[3] Trenczek S. 2005: Doraźna ocena wpływu czynników geo-mechanicznych, termofizycznychi górniczych na zagrożenie pożarem endogenicznym rejonu ściany zawałowej. Przegląd Górniczy 2005, nr 12, str. 26–33.

[4] Trenczek S., Fedko M. 2011: Poziomy ryzyka dla pracowników oraz ryzyka utraty funkcjonalności wyrobiska w rejonach ścian. Prace Naukowe GIG 2011, Nr 4/2/2011, ISSN 1643-7608, Katowice 2011, str. 501–516.

[5] Trenczek S. 2002: Odmetanowanie jako istotny czynnik zwalczania zagrożeń skojarzonych. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, seria Górnictwo, z. 254, Gliwice 2002, str. 445–455.

[6] Ustawa dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze. Dz. U. RP z dnia 9 lutego 2015 r., Poz. 196 – Obwieszczenia Marszałka Sejmu Rzeczypospolitej Polskiej z dnia 30 stycznia 2015 r. w sprawie ogłoszenia jednolitego tekstu ustawy – Prawo geologiczne i górnicze.

Impact of Changes in Conditionality on Risk Assessment of Works Shown an Example of the Exploitation Carried Out in Conditions of Associated Hazards

The paper has reminded the obligation of the mining companies to identify threats including associated hazards. There has been outlined “Computer system supporting a comprehensive management of mining hazards”. The system makes possible to assess a longwall area in terms of potential and real levels of occurring hazards including associated hazards as well as of a risk assessment for a worker and a risk of loss of functionality of an excavation. A longwall area where a methane ignition has taken place under conditions of occurring associated hazards has been characterized. The paper presents the results of investigations of conditionalities and a course of exploitation regarding determination of potential and real levels of a fire hazard. There has been shown an impact of some factors related to vulnerability to fires on a change in assessment of a hazard level. There have been discussed factors considered in a potential as well as a real risk assessment of a worker. The results of calculations and an assessment of these levels have been presented.

Klimatyzacja grupowa jako czynnik poprawy efektywności

Group Air-Conditioning Devices as a Factor to Improve Efficiency

Andrzej Tor, Marek Szarafiński
Kompania Węglowa S.A., Katowice

Tomasz Duda
Kompania Węglowa S.A., Oddział KWK „Rydułtowy-Anna", Rydułtowy

STRESZCZENIE: W kopalniach Kompanii Węglowej S.A. w których eksploatacja jest prowadzona na dużych głębokościach, występują trudne warunki mikroklimatu w miejscach pracy. Poprawa tych warunków przez doprowadzanie dużych ilości powietrza do rejonów, usuwanie źródeł wilgoci w wyrobiskach doprowadzających prąd powietrza jest niewystarczająca i w celu likwidacji występującego zagrożenia oraz poprawy warunków mikroklimatu w kopalniach, zachodzi konieczność stosowania urządzeń klimatyzacyjnych do schładzania powietrza. W niniejszym artykule przedstawiono kształtowanie się zagrożenia klimatycznego w kopalniach Kompanii Węglowej, stosowaną profilaktykę zwalczania tego zagrożenia, a na przykładzie kopalni „Rydułtowy-Anna", szczegółowo koszty oraz uzyskiwane efekty związane ze stosowaniem klimatyzacji grupowej.

ABSTRACT: In the mines of the Coal Company S.A. in which the operation is carried out at great depths, there are difficult microclimate conditions in the workplace. Improving these conditions by supplying large volumes of air to the regions, obviating sources of moisture in the air excavations is insufficient, and to get rid of the risk involved and to improve the microclimate conditions in the mines, there is the need for air-conditioning units to cool the air. This article presents the development of the climatic hazard in the mines of the Coal Company, applied prevention to eliminate this threat. It also presents the example of mine "Rydułtowy-Anna", the costs in detail and the obtained effects connected with the use of air conditioning group devices.

SŁOWA KLUCZOWE: Klimatyzacja, koszty, skrócony czas pracy, efektywność pracy

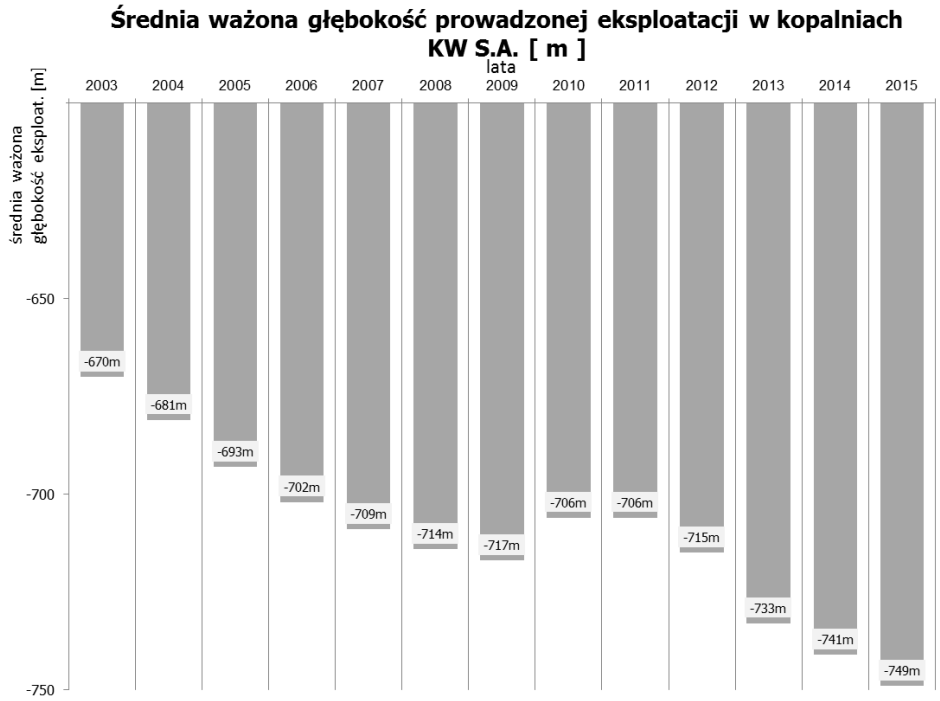
1. WSTĘP

Kompania Węglowa S.A. prowadzi działalność górniczą w części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego na obszarze około 486 km^2. Obecnie w ramach Kompanii Węglowej S.A. działa 11 podziemnych kopalń węgla. W 2015 roku, Kompania Węglowa S.A. wydobyła ponad 27 mln ton węgla. W 11 kopalniach Kompanii Węglowej S.A. węgiel eksploatowano jednocześnie 33 ścianami i użytkowano ponad 1580 km wyrobisk chodnikowych. W 2015 roku, w celu zapewnienia ciągłości produkcji, wydrążono ponad 94 km wyrobisk korytarzowych. Kompania

Węglowa w grudniu 2015 r. zatrudniała około 34,4 tyś. osób. Zapewnienie zadanego poziomu produkcji, wymaga stworzenia właściwych warunków pracy, a także odpowiedniej koordynacji wielu procesów technologicznych oraz efektywnej ich realizacji. Bardzo istotnym czynnikiem procesu technologicznego jest optymalne i efektywne wykorzystanie posiadanej infrastruktury technicznej w tym parku maszynowego, ciągów technologicznych oraz zasobów ludzkich. Udział kosztów pracy w koszcie całkowitym w kopalniach Kompanii Węglowej S.A. jest wysoki i wynosi ponad 50%. Z uwagi na to, bardzo ważnym czynnikiem określającym efektywność ekonomiczną całego procesu technologicznego związanego z produkcją węgla jest wydajność pracy. Na wydajność pracy i wykorzystanie dostępnego czasu pracy ma wpływ wiele czynników. Do głównych, wpływających na wykorzystanie czasu pracy należą: absencja załogi, czas dojścia i dojazdu oraz powrót do i z miejsca pracy, skrócenie czasu pracy spowodowane przekroczeniem dopuszczalnych parametrów środowiska pracy, awarie, itp. Główny celem niniejszego artykułu jest przedstawienie w jaki sposób w kopalniach o wysokim stopniu zagrożenia klimatycznego, stosowanie urządzeń klimatyzacyjnych wpływa na efektywność procesu produkcyjnego, a w szczególności na efektywne wykorzystanie czasu pracy zatrudnionej załogi. Efektywny czas pracy wpływa na wielkość zatrudnienia w przedsiębiorstwie. Ograniczenie strat czasu umożliwia zmniejszyć poziom zatrudnienia lub zwiększyć poziom produkcji, co docelowo wpływa na poprawę efektywności ekonomicznej prowadzonej działalności. Efektywność czasu pracy powinina być traktowana dla przedsiębiorstwa jako kluczowa w przypadku jeżeli koszty pracy stanowią największy udział w koszcie całkowitym. W artykule przedstawiono wielkość wydatków na profilaktykę w zakresie zwalczania zagrożenie klimatycznego oraz korzyści związane ze stosowaniem tej profilaktyki.

2. PODSTAWOWE PRZYCZYNY WYSTĘPUJĄCEGO ZAGROŻENIA KLIMATYCZNEGO I SPOSOBY JEGO ZWALCZANIA W KOPALNIACH KOMPANII WĘGLOWEJ S.A.

Strumień powietrza przepływający wyrobiskami górniczymi ogrzewa się od skał otaczających. Ogrzewanie powietrza następuje również na drodze wymiany ciepła z maszynami górniczymi pracującymi w tych wyrobiskach. W konsekwencji, w wielu przypadkach, powietrze dopływające do miejsc pracy górników wymaga schłodzenia. Schodząc z eksploatacją na coraz to niższe poziomy, temperatura skał otaczających zwiększa się, co bezpośrednio wpływa na wzrost temperatury doprowadzanego powietrza od szybów wdechowych do rejonów prowadzonych robót. Średnioważona głębokość prowadzonej eksploatacji w kopalniach KW S.A. wynosiła na koniec 2015 roku 749m. W kopalniach „Halemba-Wirek", „Bielszowice", „Sośnica", „Rydułtowy-Anna" oraz „Marcel" (tylko w części macierzystej tej kopalni), głębokości prowadzonych robót górniczych przekraczają 1000m. Najgłębiej roboty górnicze prowadzi się w KWK „Rydułtowy-Anna", na głębokości około 1185m. Prowadzenie robót górniczych na takich głębokościach powoduje występowanie dużego zagrożenia klimatycznego, które wpływa na pogorszenie cieplnych warunków pracy co w konsekwencji może przekładać się na pogorszenie efektywności pracy. Średnioważona głębokość prowadzonej eksploatacji w kopalniach Kompanii Węglowej w latach 2003–2015 została przedstawiona na poniższym rysunku.

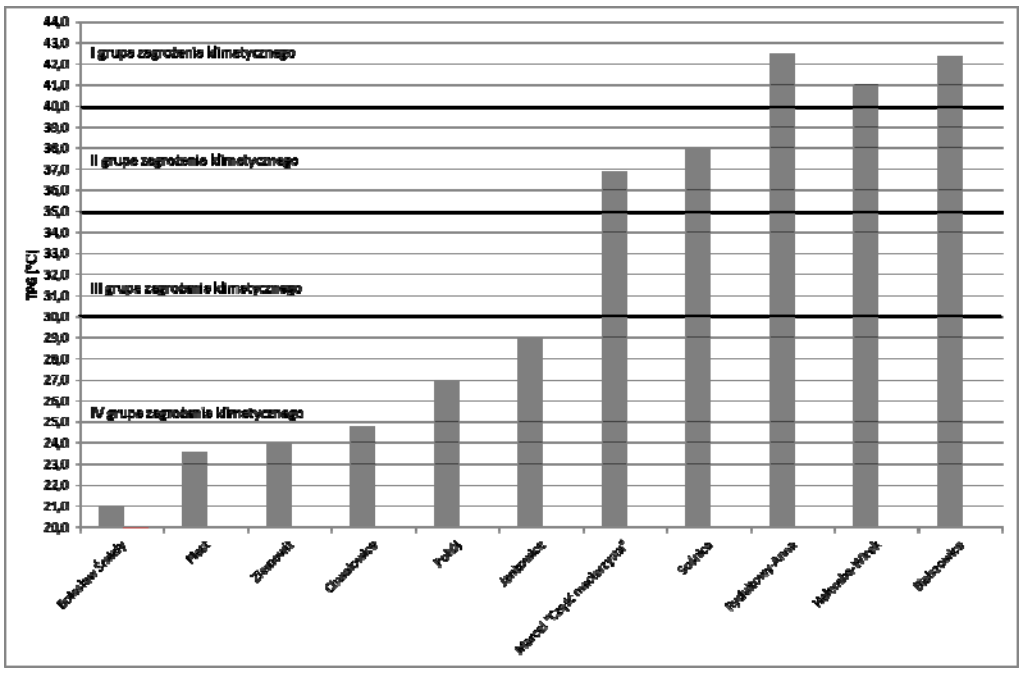


Rys. 1. Średnioważona głębokość prowadzonej eksploatacji w kopalniach Kompanii Węglowej S.A.
Figure 1. The weighted average depth of mining activity in the mines of the Coal Company S.A.

Na kształtowanie się cieplnych warunków pracy w kopalniach KW S.A. oprócz temperatury pierwotnej górotworu, która rośnie wraz ze wzrostem głębokości prowadzonej eksploatacji, mają wpływ także: koncentracja produkcji i związana z tym moc maszyn i urządzeń pracujących w wyrobiskach, ilość powietrza doprowadzana szybami wdechowymi, intensywność przewietrzania rejonów (przodków), sposób rozprowadzenia powietrza i długość dróg wentylacyjnych, naturalne i technologiczne zawilgocenie wyrobisk i powietrza. Obecnie najtrudniejsze warunki mikroklimatu w środowisku pracy, występują w następujących kopalniach Kompanii Węglowej: „Halemba-Wirek", „Bielszowice", „Rydułtowy-Anna" oraz „Marcel" (w części macierzystej tej kopalni). Roboty górnicze w tych kopalniach prowadzone są na głębokościach dochodzących do 1000m, a w wielu przypadkach przekraczają tą głębokość, natomiast temperatury pierwotne górotworu w rejonach prowadzonych robót przekraczają wartości 36°C i osiągają maksymalnie 42,5°C [1]. Według klasyfikacji GIG, w kopalniach węgla kamiennego zagrożenie klimatyczne w odniesieniu do całej kopalni określa się na podstawie temperatury pierwotnej skał tpg [°C] na najgłębszym poziomie eksploatacyjnym [2]. W zależności od tej temperatury kopalnie węgla kamiennego dzieli się na cztery grupy, a mianowicie:

grupa I - kopalnie o bardzo dużym zagrożeniu klimatycznym, gdy tpg > 40°C,
grupa II - kopalnie o dużym zagrożeni klimatycznym, gdy 35°C < tpg ≤ 40°C,
grupa III - kopalnie o małym zagrożeniu klimatycznym, gdy 30°C < tpg ≤ 35°C,
grupa IV - kopalnie niezagrożone klimatycznie (tpg ≤ 30°C).

Na rysunku nr 2 przedstawiono kształtowanie się temperatury pierwotnej górotworu w kopalniach Kompanii Węglowej S.A. wraz z zaznaczoną klasyfikacją GIG.



Rys. 2. Maksymalne temperatury pierwotne górotworu w kopalniach Kompanii Węglowe S.A.
Figure 2. Maximum original rock temperatures in the mines of the Coal Company S.A.

W konsekwencji tak wysokiego zagrożenia klimatycznego w wielu przypadkach powietrze dopływające do miejsc pracy górników wymaga schłodzenia. Podstawowymi metodami i środkami do zwalczania zagrożenia klimatycznego są m.in.: doprowadzanie dużych ilości powietrza do rejonów prowadzonych robót górniczych, odpowiedni projekt robót górniczych, niedopuszczanie do nadmiernego zawilgocenia powietrza oraz stosowanie urządzeń do schładzania powietrza o pośrednim i bezpośrednim działaniu w układach klimatyzacji lokalnej lub grupowej. Celem stosowania tych metod i środków jest utrzymanie temperatury powietrza mierzonej termometrem suchym poniżej 28°C. Z wyjątkiem KWK „Chwałowice" we wszystkich kopalniach Kompanii Węglowej stosowane są urządzenia klimatyzacyjne. Zakres stosowych urządzeń klimatyzacyjnych w kopalniach Kompanii Węglowej jest bardzo zróżnicowany. Kopalnie, w których zagrożenie klimatyczne jest małe a zachodzi konieczność schładzania powietrza, stosują urządzenia klimatyzacyjne lokalne. W kopalniach o dużym i bardzo dużym zagrożeniu klimatycznym stosuję się urządzenia klimatyzacji grupowej oraz dodatkowo w rejonach, w których brak jest infrastruktury, tj. rurociągów klimatyzacji grupowej, urządzenia klimatyzacyjne o działaniu lokalnym. Dotychczas w kopalniach Kompanii Węglowej S.A. nie stosuję się urządzeń klimatyzacji centralnej. W poniższej tabeli zestawiono nominalne moce chłodnicze urządzeń klimatyzacji grupowej w kopalniach Kompanii Węglowej o największym zagrożeniu klimatycznym.

Tabela 1. Nominalne moce chłodnicze klimatyzacji grupowej w kopalniach KW S.A.
Table 1. Nominal cooling capacity of the air conditioning group in the mines of KW S.A.

Kopalnia	Nominalna moc chłodnicza klimatyzacji grupowej [kW]
Marcel	1000 + lokalne
Rydułtowy-Anna	4200 + lokalne
Bielszowice	3000 + lokalne
Halemba-Wirek	800 + lokalne

Pomimo stosowania wcześniej opisanych metod i środków do zwalczania zagrożenia klimatycznego, w kopalniach występują stanowiska pracy ze skróconym czasem pracy do 6 godzin. W poniższej tabeli ujęto dla wybranych okresów ilość wszystkich roboczodniówek przepracowanych w kopalniach o największym zagrożeniu klimatycznym, ilość roboczodniówek w skróconym czasie pracy (w tym udział % w odniesieniu do wszystkich) ze względu na występujące warunki mikroklimatu.

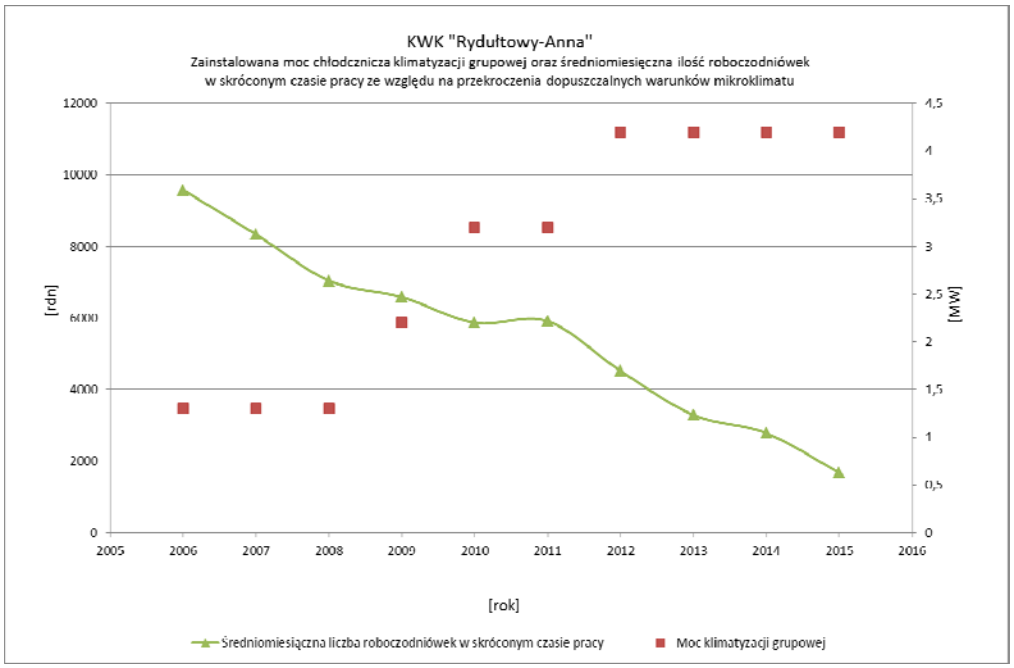
Tabela 2. Zestawienie roboczodniówek w normalnym i skróconym czasie pracy.
Table 2. A list of shortened working hours.

	„Rydułtowy-Anna”		„Marcel” (6 h część macierzysta)		„Bielszowice”		„Halemba-Wirek”	
Miesiąc 2015 r.	7,5h	6h (%)	7,5h	6h (%)	7,5h	6h (%)	7,5h	6h (%)
Lipiec	30 999	1757 (5,7)	42 798	2950 (6,9)	37 569	9 423 (25,1)	35 102	14 828 (42,2)
Sierpień	54 891	1926 (3,5)	38 149	2605 (6,8)	34 376	10 460 (30,4)	31 528	13 720 (43,5)
Wrzesień	62 539	2384 (3,8)	41 608	1331 (3,2)	36 850	11 774 (32,0)	36 036	18 555 (51,5)

3. WPŁYW PODEJMOWANYCH DZIAŁAŃ PROFILAKTYCZNYCH NA WARUNKI PRACY, WYDAJNOŚĆ ORAZ POPRAWĘ EFEKTYWNOŚCI PRACY NA PRZYKŁADZIE KWK „RYDUŁTOWY-ANNA”

Zwiększający się udział liczby dniówek w skróconym czasie pracy na przełomie ostatnich kilkunastu lat wymusił podejmowanie coraz to szerszych działań profilaktycznych w celu zminimalizowania skutków występującego zagrożenia klimatycznego i poprawy efektywności pracy. W latach 2005–2007 drastycznie zaczęła rosnąć w kopalni ilość roboczodniówek o skróconym czasie pracy, co bezpośrednio wpływało na pogorszenie podstawowych wskaźników techniczno-ekonomicznych w tym wydajności pracy. Biorąc pod uwagę powyższe, podjęto decyzję o budowie klimatyzacji grupowej. Pierwszy system klimatyzacji grupowej o działaniu pośrednim został wdrożony w kopalni na przełomie 2006/2007 roku. Jego całkowita moc chłodnicza wynosiła 1,3 MW. W 2009r. uruchomiono kolejny układ klimatyzacji grupowej [3]. Budowa została podzielona na trzy etapy i na początku 2012r. zrealizowano ostatni etap, uzyskując tym

samym docelową moc chłodniczą wynoszącą 4,2 MW. Są to dwa układy klimatyzacyjne, jeden o mocy 3,0 MW a drugi o mocy 1,2 MW. Dodatkowo w pozostałych rejonach kopalni, w których zachodzi konieczność schładzania powietrza, a brak jest infrastruktury niezbędnej do zasilania chłodnic powietrza z układu klimatyzacji grupowej, stosuje się urządzenia o działaniu lokalnym. Do dnia dzisiejszego systemem klimatyzacji grupowej objęto wszystkie ściany eksploatacyjne oraz większość drążonych wyrobisk korytarzowych. Pozostała część wyrobisk korytarzowych klimatyzowana jest z wykorzystaniem urządzeń lokalnych o działaniu bezpośrednim. Pomimo zorganizowania schładzania w kopalni w ten sposób, na niektórych stanowiskach w dalszym ciągu temperatura powietrza mierzona termometrem suchym przekracza 28ºC, co powoduje konieczność skrócenia czasu pracy. Są to pojedyncze stanowiska pracy znajdujące się w miejscach znacznie oddalonych od sieci rurociągów klimatyzacji grupowej, a zabudowa w tych miejscach urządzeń do schładzania powietrza byłaby bardzo kosztowna i ekonomicznie nieuzasadniona [4]. Na poniższym wykresie przedstawiono jak w okresie od 2006 do 2015 roku w KWK „Rydułtowy-Anna", kształtowała się ilość roboczodniówek o skróconym czasie pracy oraz zainstalowana moc chłodnicza klimatyzacji grupowej.



Rys. 3. Moc klimatyzacji grupowej oraz ilość roboczodniówek w KWK „Rydułtowy-Anna"
Figure 3. Power of air conditioning group devices and number
of working hours in the KWK "Rydułtowy-Anna" mine

Tabela 3. Liczba roboczodniówek w ścianach eksploatacyjnych w lipcu 2015 r. w KWK „Rydułtowy-Anna”
Table 3. Number of working hours at the walls of exploitation in July 2015 in the KWK “Rydułtowy-Anna” mine

Ściana	Pokład	Liczba roboczodniówek w miesiącu	Liczba roboczodniówek w miesiącu (skrócony czas pracy)	Udział roboczodniówek (skrócony czas pracy)
		[rdn]	[rdn]	[%]
I-E1	713/1-2	1850	129	7,0%
VIII-E1	703/1	1788	106	5,9%
III-E-E1	706	2257	579	25,7%
IX-W2	713/1-2	1953	20	1,0%
R-15a	713/1-2	2532	237	9,4%
Razem		**10380**	**1071**	**10,3%**

Stosowanie schładzania niewątpliwie korzystnie wpływa na poprawę warunków pracy i bezpieczeństwa ale związane jest również z poważnymi nakładami finansowymi. Wydatki związane z zainstalowaniem urządzeń klimatycznych wraz z urządzeniami towarzyszącymi oraz siecią rurociągów (preizolowanych i zwykłych o łącznej długości 29,5 km) wyniosły około 23 mln zł. Aktualnie do obsługi i konserwacji układów klimatyzacji grupowej zatrudnionych jest 20 pracowników na dobę. Zużycie energii elektrycznej do zasilania układów klimatyzacji grupowej wynosi około 800 MWh w skali miesiąca. W poniższej tabeli zestawiono rodzaje i wartości poszczególnych kosztów profilaktyki klimatycznej, tj.: wynagrodzenia pracowników obsługujących urządzenia klimatyzacji, zakup materiałów, zużycie energii elektrycznej, amortyzację urządzeń, remonty.

Tabela 4. Koszty profilaktyki zwalczania zagrożenia klimatycznego w III kwartale 2015 r.
Table 4. Costs of prevention to eliminate the threat of climate in the third quarter of 2015

Rodzaj kosztów		**07.2015**	**08.2015**	**09.2015**
Wynagrodzenia pracowników nieetatowych z narzutami	[zł]	121 110,00	92 700,00	102 900,00
Materiały ogółem	[zł]	9 680,00	14 198,00	62 966,00
Energia ogółem	[zł]	178 459,12	178 359,08	178 385,11
Amortyzacja	[zł]	184 725,71	185 799,63	186 011,17
Remonty ogółem	[zł]	34 978,00	180 379,99	16 297,50
Suma kosztów w miesiącu	**[zl]**	**528 952,83**	**651 436,70**	**546 559,78**

Korzyści płynące ze stosowania urządzeń do schładzania powietrza należy rozpatrywać w trzech aspektach. Pierwszy aspekt związany jest z poprawą bezpieczeństwa, warunków pracy i komfortu. Drugi aspekt wiąże się z korzyściami ekonomicznymi. Na przykładzie doświadczeń i danych z KWK „Rydułtowy-Anna” przeanalizowano korzyści ekonomiczne płynące ze stosowania klimatyzacji. Trzeci aspekt to możliwość prowadzenia robót w rejonach gdzie przy braku schładzania powietrza temperatura mierzona termometrem suchym przekraczałaby 33°C i prowadzenie robót byłoby niemożliwe. Dysponując danymi w zakresie liczby przepracowanych roboczodniówek, w tym roboczodniówek w skróconym czasie pracy wynikających z wy-

stępującego zagrożenia klimatycznego, oszacowano ewentualne dodatkowe koszty konieczne do poniesienia w przypadku nie stosowania schładzania powietrza. Przyjęto założenie, że przy występującym w KWK „Rydułtowy-Anna" zagrożeniu klimatycznym i jednoczesnym braku stosowania urządzeń klimatyzacyjnych, we wszystkich drążonych wyrobiskach korytarzowych występowałyby przekroczenia temperatury powietrza mierzonej termometrem suchym powyżej 28°C. Natomiast w ścianach eksploatacyjnych, przekroczenie nie występowałoby tylko w jednej, która jest eksploatowana na głębokości około 850m. Założono również, że pomimo wprowadzenia skróconego czasu pracy w dalszym ciągu będą realizowane założone cele produkcyjne tzn. wydobycie ze ścian eksploatacyjnych oraz postępy wyrobisk przygotowawczych utrzymają się na takim samym poziomie. Z uwagi na powyższe będzie zachodziła konieczność zwiększenia liczby zmian produkcyjnych, a tym samym wzrośnie liczba roboczodniówek co spowoduje wzrost kosztów pracy. Do wyliczenia dodatkowych kosztów jako podstawę przyjęto „czas pracy netto" dla dniówki w pełnym wymiarze czasu pracy. „Czas pracy netto" jest to czas pomniejszony o niezbędny czas na transport załogi i dojście do ściany lub przodka oraz powrót. W warunkach KWK „Rydułtowy-Anna" czas pracy netto dla ścian oraz przodków wynosi około od 330 do 360 min [5], [6]. Jego wielkość została przedstawiona w tabelach nr 5 i 6. Znając czas pracy netto dla roboczodniówki w pełnym wymiarze czasu pracy obliczono czas pracy netto dla roboczodniówki w skróconym czasie pracy, według następującej zależności:

$$Czas\ pracy\ netto^{7,5h}\ [min] - 90min = Czas\ pracy\ netto^{6h}\ [\text{min}]$$

gdzie:

czas pracy netto ^{7,5h} – dla dniówki w pełnym wymiarze czasu pracy,

czas pracy netto ^{6h} – dla dniówki w skróconym wymiarze czasu pracy.

W dalszej części zdefiniowano i obliczono wskaźnik „Rd", którym posłużono się do wyliczenia zwiększonej liczby dniówek w związku ze skróceniem czasu pracy w celu zachowania założonego poziomu produkcji przy braku stosowania klimatyzacji. Wskaźnik ten został wyliczony według następującej zależności:

$$Rd = \frac{czas.pracy.netto^{7,5h}[\text{min}]}{czas.pracy.netto^{6h}[\text{min}]}$$

Wskaźnik „Rd" jest to iloraz czasu netto dla dniówki w normalnym czasie pracy i skróconym czasie pracy. Na podstawie tego wskaźnika wykonano prognozę zwiększonej ilości dniówek dla wykonania tych samych zadań produkcyjnych w skróconym czasie pracy. Wyniki obliczeń dla ścian i przodków w miesiącu lipcu oraz w III kwartale 2015 r., ujęto w tabelach nr 5, 6 i 7. Dodatkowo w tych tabelach podano koszty związane z koniecznością zwiększenia ogólnej liczby dniówek. Do wyliczeń przyjęto, koszt roboczodniówki pracowników wraz z obciążeniami.

Tabela 5. Dodatkowe koszty miesięczne w ścianach eksploatacyjnych
przy braku stosowania klimatyzacji grupowej
Tabela 5. Dodatkowe koszty miesięczne w ścianach eksploatacyjnych
przy braku stosowania klimatyzacji grupowej

Ściana	Pokład	Czas pracy netto 7,5 h	Czas pracy netto 6 h	Wskaź-nik Rd	Liczba robo-czodniówek 07.2015 r. (tylko 7,5 h)	Prognozowana liczba roboczo-dniówek (brak stosowania klimatyzacji)	Koszty związane z dodatkowymi roboczodniówkami w skróconym czasie pracy
		[min]	[min]		[rdn]	[rdn]	[zł/m-c]
I-E1	713/1-2	360	270	1,33	1 721	2 295	228 755,32
VIII-E1	703/1	355	265	1,34	1 682	2 253	227 789,77
III-E-E1	706	340	250	1,36	1 678	2 282	240 882,94
IX-W2*	713/1-2	360	360	1,0	1 933	1 933	0
R-15a	713/1-2	330	240	1,38	2 295	3 156	343 182,83
Razem					**9 309**	**11 919**	**1 040 610,85**

*Ściana bez zagrożenia klimatycznego

Tabela 6. Dodatkowe koszty miesięczne w wyrobiskach przygotowawczych
przy braku stosowania klimatyzacji grupowej
Table 6. Additional monthly costs of preparatory excavations
in the absence of air conditioning group devices

Przodek (chodnik)	Pokład	Czas pracy netto 7,5 h	Czas pracy netto 6 h	Wskaźnik Rd	Liczba robo-czodniówek 07.2015 r. (tylko 7,5 h)	Prognozowana liczba roboczo-dniówek (brak stosowania klimatyzacji)	Koszty związane z dodatkowymi roboczodniówkami w skróconym czasie pracy
		[min]	[min]		[rdn]	[rdn]	[zł/m-c]
3a-E1	706	345	255	1,35	1762	2384	247 981,81
6a-E-E1	703/1	335	245	1,37	1965	2687	287 839,62
2-N-W1	713/1-2	360	270	1,33	959	1279	127 470,28
Odst. E2	713/1-2+712/1-2	355	265	1,34	923	1236	124 999,97
E2	713/1-2+712/1-2	345	255	1,35	1650	2232	232 219,06
1-E2	713/1-2+712/1-2	355	265	1,34	224	300	30 335,86
Razem					**7 483**	**10 118**	**1 050 846,59**

*W tabeli ujęto tylko wyrobiska drążone przez kopalnię

Tabela 7. Dodatkowe koszty w III kwartale 2015 r., związane z zatrudnieniem osób
w skróconym czasie przy braku stosowania klimatyzacji
Table 7. Additional costs in the third quarter of 2015 relating to the employment
of people in a shortened period of time in the absence of air conditioning

Miesiąc	Ściany eksploatacyjne	Wyrobiska przygotowawcze	Razem (ściany i przodki)
	[zł]	[zł]	[zł]
Lipiec	1 040 610,85	1 050 846,59	2 091 457,44
Sierpień	1 042 306,77	838 911,03	1 881 217,8
Wrzesień	929 815,28	894 811,67	1 824 626,95
Razem	**3 012 739,91**	**2 784 569,29**	**5 797 302,19**

Porównując koszty profilaktyki klimatycznej z prognozowanymi kosztami wynikającymi ze zwiększonej ilości roboczodniówek w przypadku braku stosowania klimatyzacji grupowej w kopalni, wyliczono efekty ekonomiczne będące wynikiem jej stosowania. W tabeli nr 8 zestawiono wyniki tych obliczeń w III kwartale 2015 roku.

Tabela 8. Zestawienie kosztów profilaktyki klimatycznej i oszczędności związane z profilaktyką klimatyczną w III kwartale 2015 r.
Table 8. A list of the costs of preventing climate and savings associated with prevention of climate in the third quarter of 2015

Miesiąc	Koszty profilaktyki klimatycznej	Dodatkowe koszty roboczodniówek (przy braku klimatyzacji)	Oszczędności związane ze stosowaniem klimatyzacji (zysk)
	[zł]	[zł]	[zł]
Lipiec	528 952,83	2 091 457,44	1 562 504,61
Sierpień	651 436,70	1 881 217,80	1 229 781,10
Wrzesień	546 559,78	1 824 626,95	1 278 067,17
Razem	**1 726 949,31**	**5 797 302,19**	**4 070 352,88**

PODSUMOWANIE

- W kopalniach wchodzących w skład Kompanii Węglowej S.A. występuje zróżnicowane zagrożenie klimatyczne. Szczegółowa analiza wykazuje, że wszystkie kopalnie Kompanii Węglowej S.A. prowadzące działalność górniczą poniżej poziomu 900m, powinny stosować, w celu poprawy warunków mikroklimatu, schładzanie powietrza przy zastosowaniu urządzeń klimatyzacyjnych. Aktualnie poniżej poziomu 900 m roboty górnicze prowadzą cztery kopalnie: „Rydułtowy-Anna", „Marcel" (część macierzysta), „Bielszowice", „Halemba-Wirek";
- z przedstawionej w artykule analizy wynika, że największe efekty będące wynikiem schładzania powietrza osiągnęła kopalnia „Rydułtowy-Anna", przy zainstalowanej mocy klimatyzacji grupowej 4,2MW. Należy przypuszczać, że rozbudowując układy klimatyzacyjne w pozostałych kopalniach Kompanii Węglowej S.A. o dużym zagrożeniu klimatycznym, ogólna ilość dniówek o skróconym czasie pracy ulegnie znacznemu zmniejszeniu;
- układy i urządzenia do schładzania powietrza powinny być tak projektowane, aby zainstalowana moc chłodnicza zapewniała schłodzenie powietrza poniżej 28°C w ścianach eksploatacyjnych i wyrobiskach przygotowawczych. Daje to możliwość efektywnego wykorzystania czasu pracy ludzi, maszyn i urządzeń. Efekt taki został osiągnięty we wszystkich ścianach eksploatacyjnych i wyrobiskach przygotowawczych KWK „Rydułtowy-Anna";
- przeprowadzona analiza ekonomiczna w KWK „Rydułtowy-Anna" wykazała, że koszty profilaktyki klimatycznej obciążają tonę wydobytego węgla w kwocie 3,17zł, przy koszcie całkowitym produkcji węgla wynoszącym 277,65zł w 2015 r.;
- w warunkach KWK „Rydułtowy-Anna" brak skutecznej klimatyzacji i prowadzenie robót w skróconym czasie pracy, spowodowałby konieczność zatrudnienia dodatkowych

pracowników w celu zrealizowania zadań produkcyjnych, a w niektórych rejonach kopalni praca byłaby niemożliwa;

- warunki pracy odgrywają ważną rolę w każdej organizacji. To właśnie od ich poziomu zależy, czy praca daje pracownikowi poczucie zadowolenia czy powoduje znużenie, a w wielu przypadkach nawet zniechęcenie, przy czym niewłaściwe warunki pracy (m.in. wysoka temperatura i wilgotności w miejscy pracy) mają negatywny wpływ na funkcjonowanie pracownika. Działanie szkodliwych czynników na organizm człowieka w miejscu pracy powoduje wiele negatywnych skutków. Wśród nich najczęściej wymienia się: stres, przemęczenie, znużenie, mniejszą wydajność pracowników, wypadki przy pracy i choroby zawodowe. Zakłady, którym zależy na wysokiej wydajności powinny zatem pamiętać, że mogą ją zapewnić jedynie pracownicy, którzy z jednej strony są dobrze motywowani, a z drugiej ich praca odbywa się w dobrych warunkach, które nie zagrażają ich zdrowiu i życiu. W celu stworzenia takich warunków w kopalniach Kompanii Węglowej S.A. o dużym zagrożeniu klimatycznym, stosuje się i należy stosować urządzenia do schładzania powietrza.

LITERATURA

[1] Szlązak N., Zasadni W., Sobik Ł., Duda T., Baluch K.: Stan zagrożenia klimatycznego i metody jego zwalczania w kopalniach Centrum Wydobywczego południe KW S.A., Wiadomości Górnicze, 2/2008.

[2] Knechtel J. 1998: Zagrożenie klimatyczne w polskich kopalniach węgla. Prace Naukowe GIG, Komunikat nr 835.

[3] Szlązak N., Konsek S., Matuszek J., Duda T.: Ocena działania grupowego systemu klimatyzacji w wyrobiskach KWK „Rydułtowy-Anna", Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Materiały Konferencyjne, Kraków 2009.

[4] Protokoły Kopalnianych Zespołów ds. Zagrożeń Temperaturowo-Klimatycznych z III kwartału 2015 w KWK „Bielszowice", „Halmeba-Wirek", „Marcel" i „Rydułtowy-Anna".

[5] Gumiński A. 2011: Czynniki obniżające efektywny czas pracy zatrudnionych w kopalni węgla kamiennego, Zeszyty naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Organizacja i Zarządzanie, z. 56.

[6] Gumiński A. 2010: Efektywny czas pracy zatrudnionych w kopalni węgla kamiennego. Przegląd Górniczy, nr 9, str. 104–107.

[7] Szlązak N., Tor A., Jakubów A.: Wpływ zagrożenia klimatycznego na koszty wydobycia węgla w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A., Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Materiały Konferencyjne, Kraków 2009.

Ekonomiczne i społeczne skutki wdrożenia sześciodniowego systemu organizacji pracy w KWK „Rydułtowy-Anna”

Andrzej Tor
Kompania Węglowa S.A., Centrala

Janusz Matuszek
Kompania Węglowa S.A. Oddział KWK „Rydułtowy-Anna”

Marcin Maciejczyk
Kompania Węglowa S.A. Oddział KWK „Rydułtowy-Anna”

STRESZCZENIE: Przedmiotowy referat dotyczy ekonomicznych i społecznych aspektów wprowadzenia w Oddziale KWK „Rydułtowy-Anna” Kompani Węglowej S.A. sześciodniowego systemu organizacji pracy. Pilotażowo projekt ten został wprowadzony od miesiąca maja 2015 roku i trwa nadal (w ograniczonym jednozmianowym systemie). W referacie zostaną przedstawione społeczne aspekty tego rozwiązania, w tym opinie załogi na temat korzyści dla pracowników i zakładu. Zaprezentowane zostaną także wyniki ekonomiczne osiągane w takim modelu (wpływ na poprawę akumulacji na sprzedaży węgla), wpływ na jednostkowy koszt produkcji w poszczególnych miesiącach bieżącego roku. Poza częścią opisową, dane ekonomiczne zostały zaprezentowane w formie wykresów.

SŁOWA KLUCZOWE: Kompania Węglowa S.A., Kopalnia „Rydułtowy-Anna”, sześciodniowy system pracy, wydobycie w soboty, dodatkowa produkcja, regularność wydobycia, zagrożenie tąpaniowe, poprawa wyników ekonomicznych

1. WSTĘP

Kopalnia „Rydułtowy-Anna” jest jednoruchowym zakładem górniczym z likwidowanym Ruchem „Anna”. Powierzchnia obszaru górniczego wynosi 47,65 km^2, z czego 2,45 km^2 stanowi likwidowany Ruch „Anna”. Zdolność produkcyjna zakładu górniczego wynosi ok. 12 600 ton/ /dobę brutto. Wydobycie prowadzone jest na głębokości ok. 1000–1200 m, w trzech pokładach: 703/1 o miąższości ok. 2,0 m, 706 o miąższości ok. 1,5–2,3 m oraz 713/1-2 o miąższości od około 2,5 do około 3,5 m (w rejonie występowania pokładu 713/1-2 łącznie z pokładem 712/1-2). Kopalnia prowadzi roboty górnicze w trudnych warunkach górniczo-geologicznych, wynikających przede wszystkim z głębokości oraz występujących zagrożeń.

Najważniejszymi są zagrożenia: tąpaniami, metanowe i temperaturowe. Dodatkowym czynnikiem, utrudniającym prowadzenie eksploatacji i powodującym lokalnie wzrost zagrożenia tąpaniami, jest występowanie tzw. zaszłości eksploatacyjnych (krawędzi eksploatacji prowadzonej w pokładach wyżej zalegających), będących konsekwencją prowadzenia eksploatacji od ponad dwustu lat.

Zagrożenie tąpaniami objawia się przede wszystkim występowaniem wstrząsów wysokoenergetycznych, gdzie niektóre z nich są silnie odczuwalne na powierzchni. Ich występowanie stanowi znaczną uciążliwość z tego powodu, że część rejonów eksploatacyjnych znajduje się bezpośrednio pod centrum miasta Rydułtowy. Dodatkowo niektóre wstrząsy powodowały w przeszłości skutki w wyrobiskach górniczych w postaci tąpnięć lub odprężeń, które były przyczyną okresowego wstrzymania wydobycia w niektórych rejonach. Ponadto, w niektórych przypadkach dochodziło do odstąpienia od eksploatacji pokładów węgla w kilku partiach złoża.

Doświadczenia Kopalni pokazują, że zasadniczym, skutecznym sposobem ograniczenia ilości wstrząsów wysokoenergetycznych jest dekoncentracja i deintensyfikacja wydobycia, polegające na prowadzeniu eksploatacji w kilku oddalonych od siebie rejonach eksploatacyjnych, przy jednoczesnym dostosowaniu jej intensywności do poziomu wynikającego z aktualnego kształtowania się poziomu zagrożenia. Konsekwencją tego jest konieczność uzbrojenia i utrzymywania większej ilości ścian, których wyposażenie nie może być w pełni efektywnie wykorzystane z uwagi na ograniczenie intensywności eksploatacji.

2. TECHNICZNO-ORGANIZACYJNE ASPEKTY WPROWADZENIA SZEŚCIODNIOWEGO TYGODNIA PRACY

Realizacja wydobycia na poziomie wyznaczonym przez zdolności produkcyjnej szybu i zakładu przeróbczego wymaga prowadzenia eksploatacji średnio pięcioma ścianami, w oddalonych od siebie rejonach eksploatacyjnych, przy czym ściany te obłożone są na dwie lub trzy zmiany wydobywcze w zależności od aktualnego stanu zagrożenia tąpaniami.

W tej sytuacji jedyną możliwą drogą zwiększenia produkcji w celu osiągnięcia rentowności jest prowadzenie wydobycia w soboty. Prowadzenie eksploatacji w szósty dzień tygodnia jest również elementem profilaktyki tąpaniowej, ponieważ jednym ze sposobów ograniczenia zagrożenia tąpaniami jest prowadzenie eksploatacji w sposób ciągły (w miarę możliwości we wszystkie dni tygodnia).

Wobec powyższych uwarunkowań Dyrekcja kopalni wraz z Zarządem Kompanii Węglowej opracowała optymalny model i zasady wydłużonego cyklu prowadzenia wydobycia w soboty. U podstaw podjęcia tej decyzji poza ww. aspektami technicznymi leżały również względy ekonomiczne, ze szczególnym uwzględnieniem poprawy stopnia wykorzystania posiadanego majątku, generującego koszty o charakterze stałym.

Wdrożenie wydłużonego do 6-ciu dni cyklu produkcji w Oddziale KWK „Rydułtowy-Anna" jest rozwiązaniem nowatorskim (nie stosowanym dotychczas w kopalniach Kompanii Węglowej) i wymagało przede wszystkim skutecznego przekonania załóg do tego rozwiązania. Należało wskazać cele oraz przedstawić warunki i zasady funkcjonowania tego modelu, ze szczególnym uwzględnieniem potencjalnych korzyści wynikających z tego tytułu.

W tym zakresie Dyrekcja kopalni zorganizowała cały szereg spotkań, zarówno z organizacjami związków zawodowych, jak również z pracownikami. W miesiącu maju odbywały się cykliczne narady ze stroną społeczną oraz załogami oddziałów wchodzących w skład ciągu bezpośrednio produkcyjnego dołu kopalni oraz zakładu przeróbki mechanicznej węgla. Dyrekcja kopalni przekonywała, że wobec ograniczonych możliwości zwiększenia produkcji w dni

robocze od poniedziałku do piątku jedynym skutecznym sposobem na poprawę rentowności kopalni „Rydułtowy-Anna" jest prowadzenie regularnego wydobycia w soboty. Przedstawione argumenty techniczne, a także ekonomiczne skutecznie przekonały pracowników do tego rozwiązania i od dnia 9 maja 2015 r. rozpoczęto pilotażowo wydobycie na jedną zmianę roboczą. W porozumieniu z Zarządem Kompanii Węglowej i przy akceptacji zakładowych organizacji związków zawodowych ustalono następujące warunki:

1. Praca w soboty będzie realizowana na zasadach godzin nadliczbowych przy zachowaniu norm Kodeksu Pracy.
2. Finansowanie nadgodzin wynikających z produkcji w 6-tym dniu pracy będzie poza ustalonym limitem średniej płacy dla kopalni „Rydułtowy-Anna" określonym w PTE 2015.
3. Praca będzie realizowana pilotażowo na 1 zmianie roboczej z możliwością rozszerzenia w zależności od bieżącej sytuacji w zakresie zbytu.
4. Praca będzie realizowana na zasadach pełnej dobrowolności ze strony załóg.
5. Strona społeczna będzie informowana na bieżąco i o wynikach i efektach ekonomicznych osiąganych w soboty.

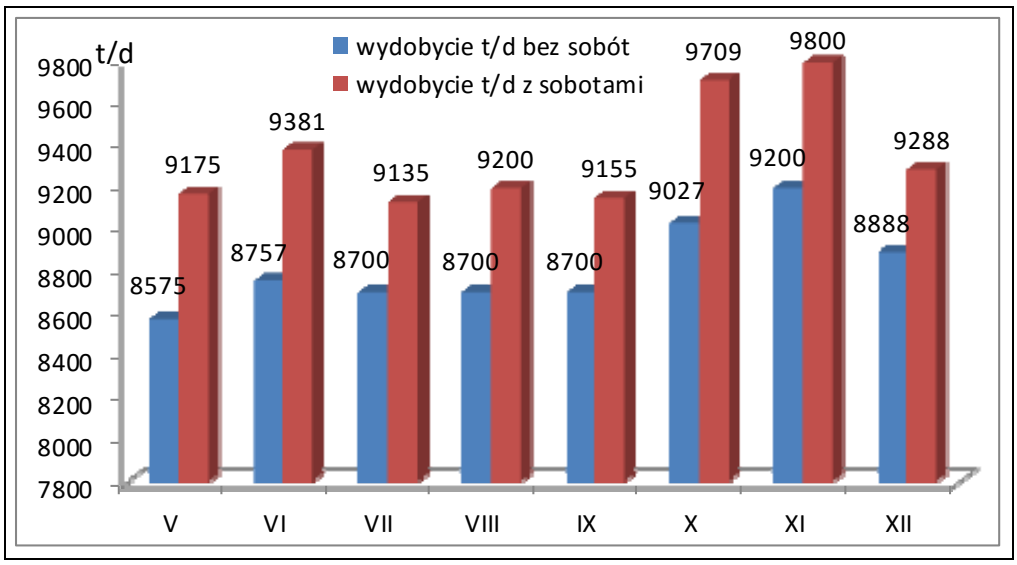
Przy zachowaniu w/w warunków rozpoczęto prowadzenie regularnego wydobycia w soboty, co przyniosło kopalni wymierne efekty techniczno-ekonomiczne.

3. EKONOMICZNE EFEKTY WPROWADZENIA WYDOBYCIA W SOBOTY

W dalszej części niniejszego referatu zostanie przedstawiony wpływ analizowanego rozwiązania na wyniki produkcyjne, ekonomiczne i wydajnościowe.

Od miesiąca maja do grudnia 2015 roku produkcja w soboty prowadzona na 1 zmianę wydobywczą oscylowała w przedziale od 2500 t/d do 4000 t/d i była uzależniona od możliwości eksploatowanych ścian. Wysoka jakość uzyskiwanej produkcji (produkowano miały energetyczne od 23 000 kJ/kg do 29 000 kJ/kg oraz węgiel gazowo-koksowy) pozwalała na pełny zbyt wydobytego węgla na rynku.

Poniższy wykres przestawia wpływ dodatkowej produkcji osiąganej w soboty na średniodobowe wydobycie kopalni w miesiącach maj–grudzień 2015 (w hipotetycznym układzie bez sobót, na tle realnego wykonania z sobotami).



Rys. 1. Wielkość wydobycia dobowego w KWK „Rydułtowy-Anna" w okresie V-XII 2015 w hipotetycznym układzie bez sobót na tle wykonania z sobotami.
Źródło: Zestawienie wskaźników techniczno-ekonomicznych za okres V-XII 2015 oraz obliczenia własne – Dział Ekonomiki Produkcji KWK "Rydułtowy-Anna"
Fig. 1. Daily coal output in KWK „Rydułtowy-Anna" in the period of May to December 2015 in hypothetical system without working Saturdays as opposed to the coal output with 6-days work organization.
Source: The collation of technical and economic indicators for the period of May 2015 to December 2015 as well as own calculations of the Dział Ekonomiki Produkcji (Production Economics Department) at KWK "Rydułtowy-Anna"

Wprowadzony model wydłużonego cyklu produkcyjnego umożliwił kopalni zwiększenie wydobycia średnio o 6,1%. Sumarycznie w analizowanym okresie kopalnia dodatkowo w soboty wydobyła 90 100 ton produkcji.

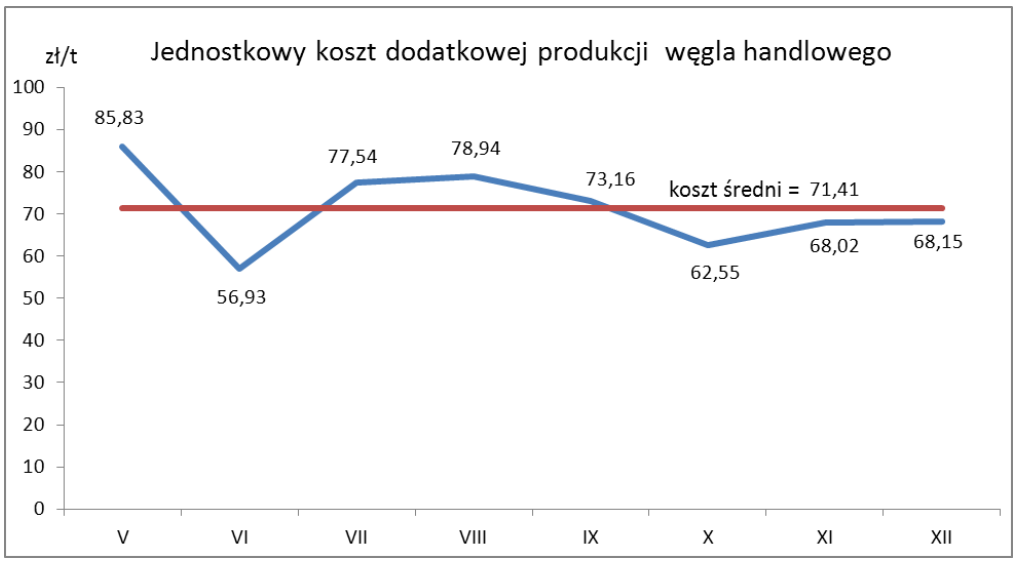
Jak już wcześniej opisano wdrożenie tego modelu miało istotny wpływ na osiągane wyniki ekonomiczne, w tym przede wszystkim na obniżenie jednostkowego kosztu produkcji węgla handlowego.

Struktura kosztów produkcji w zakładzie górniczym przy dużym udziale kosztów stałych i relatywnie niskim koszcie zmiennym, sprawia że zwiększenie wydobycia jest bardzo opłacalne.

Przy założeniu, że koszty stałe w dni wolne od pracy byłyby ponoszone niezależnie od uruchomionej produkcji w soboty, to na dodatkowe wydobycie składają się:

1. dodatkowe koszty wynagrodzeń z narzutami pracowników zatrudnionych w ciągu technologicznym;
2. dodatkowe koszty materialnego zabezpieczenia procesu produkcji, w tym materiały, energia, usługi obce itp.;
3. dodatkowe koszty o charakterze opłat i podatków tj. opłata eksploatacyjna.

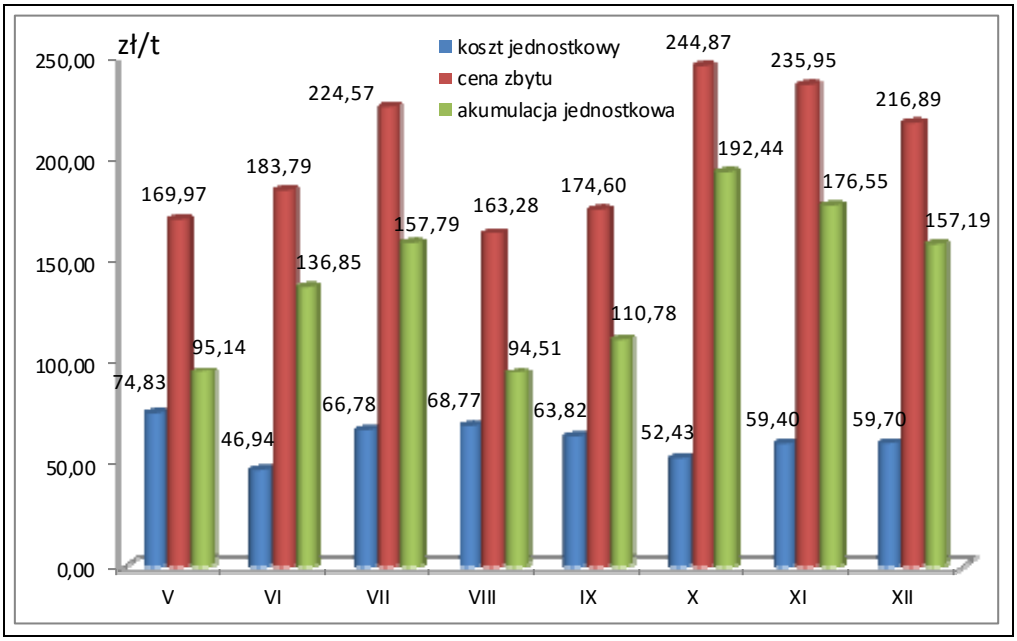
W analizowanym okresie jednostkowy koszt dodatkowej produkcji węgla w soboty wahał się w przedziale od 56,93–85,83 zł/t i w poszczególnych miesiącach kształtował się następująco:



Rys. 2. Poziom jednostkowego kosztu dodatkowej produkcji węgla handlowego w KWK „Rydułtowy-Anna" w okresie V–XII 2015 r., generowanego w soboty.
Źródło: Obliczenia własne – Dział Ekonomiki Produkcji KWK „Rydułtowy-Anna"
Fig. 2. Unit cost of additional production of the hard coal in KWK "Rydułtowy-Anna" in the period from May to December 2015 as generated on Saturdays.
Source: Own calculations – Dział Ekonomiki Produkcji (Production Economics Department) at KWK "Rydułtowy-Anna"

Relatywnie niski poziom kosztów jednostkowych produkcji wynika z faktu, że nakłady związane z utrzymywaniem kopalni w dni wolne od pracy (koszty stałe ponoszone niezależnie od prowadzonego wydobycia) zostały wyłączone z przedmiotowej kalkulacji. W konsekwencji, przy tak niskim poziomie kosztów jednostkowych, realizowane wydobycie osiągało bardzo wysoką opłacalność.

W analizowanym okresie średnia cena zbytu produkowanych sortymentów kształtowała się w przedziale od 163,28 zł/t do 244,87 zł/t i była uzależniona od rodzaju mieszanek i klas jakościowych oraz kierunków sprzedaży. Poniższy wykres przedstawia wynik sprzedaży węgla produkowanego w soboty w okresie od V–XII.2015 r.

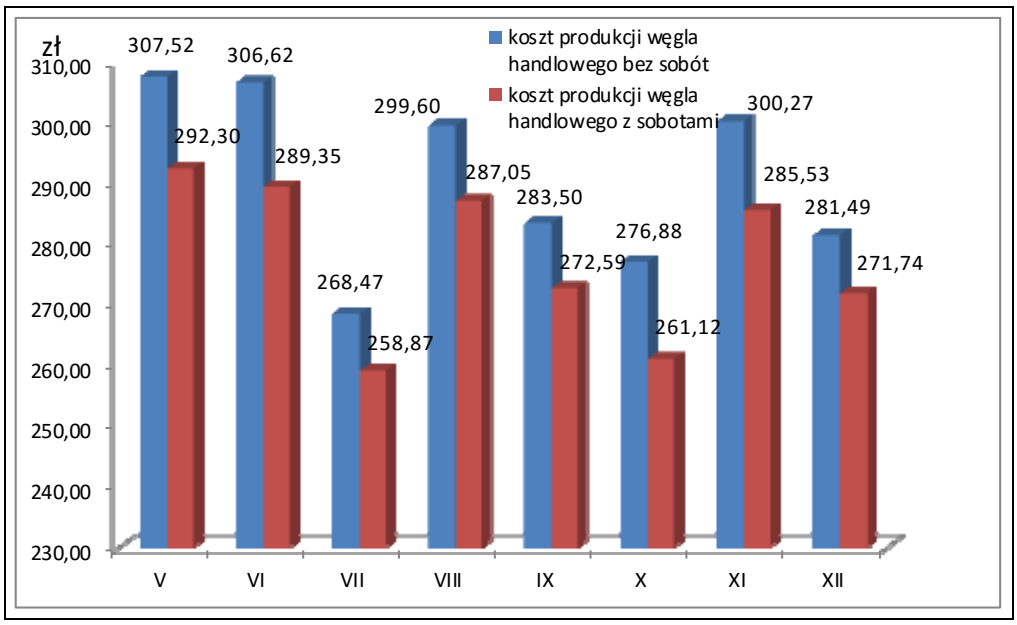


Rys. 3 Wynik na sprzedaży węgla produkowanego w soboty
w KWK „Rydułtowy-Anna" w okresie V–XII 2015 r.
Źródło: Obliczenia własne – Dział Ekonomiki Produkcji KWK „Rydułtowy-Anna"
Fig. 3. Sale performance of the coal produced on Saturdays in the period
from May to December 2015 in KWK "Rydułtowy-Anna".
Source: Own calculations – Dział Ekonomiki Produkcji (Production
Economics Department) at KWK "Rydułtowy-Anna"

W analizowanym okresie produkcja charakteryzowała się wysokim wskaźnikiem rentowności. Akumulacja jednostkowa na 1 tonie wynosiła od min. 94,51 zł/t do 192,44 zł/t i zawsze osiągała wartości dodatnie. Tak dobry poziom osiąganych wyników oraz posiadane możliwości frontu eksploatacyjnego, wpływał na decyzje o stopniowym zwiększeniu poziomu produkcji w soboty. W miesiącu grudniu 2015, kopalnia wydobywała już 4000 t /sobotę.

Niski poziom kosztów jednostkowych dodatkowej produkcji w soboty miał wpływ na obniżenie całkowitego jednostkowego kosztu produkcji węgla handlowego w poszczególnych miesiącach.

Poniższy wykres przedstawia jak kształtowały się koszty jednostkowe w zestawieniu z hipotetycznym wariantem wydobycia bez sobót.



Rys. 4. Poziom jednostkowego kosztu produkcji węgla handlowego w systemie 6-cio dniowym na tle hipotetycznego wariantu wydobycia bez sobót w KWK „Rydułtowy-Anna" w okresie V–XII 2015 r.
Źródło: WKS-B za okres V–XII 2015 r. oraz obliczenia własne – Dział Ekonomiki Produkcji KWK „Rydułtowy-Anna"
Fig. 4. Unit cost of coal production in the 6-days workflow system as opposed to the hypothetical variant of coal extraction in the system without working Saturdays in KWK "Rydułtowy-Anna" (from May to December 2015).
Source: WKS-B for the period from May 2015 to December 2015 and own calculations made by Dział Ekonomiki Produkcji (Production Economics Department) at KWK "Rydułtowy-Anna"

Przedstawione powyżej dane jednoznacznie potwierdzają pozytywny efekt ekonomiczny wydobycia w soboty. W każdym z analizowanych miesięcy 2015 roku następowała redukcja jednostkowego kosztu produkcji węgla handlowego w przedziale od 3,5% do 5,7%.

Wdrożenie, zatem tego rozwiązania nie tylko miało wpływ na zmniejszenie zagrożenia tąpaniowego poprzez stałą regularność wydobycia, ale także umożliwiło kopalni poprawę podstawowych parametrów techniczno-ekonomicznych. Poniższa tabela przedstawia, jaki wpływ miało wprowadzenie regularnego wydobycia w soboty na osiągane wyniki na tle planu techniczno-ekonomicznego kopalni w 2015 roku.

Tabela 1. Wybrane, podstawowe wskaźniki techniczno-ekonomiczne
uzyskane w roku 2015 na tle PTE 2015 w KWK „Rydułtowy-Anna”
Table 1. Selected, basic technical and economic indicators achieved in 2015
in view of PTE 2015 (Technical and economic plan) in KWK “Rydułtowy-Anna”

lp	Wyszczególnienie	j.m	PTE 2015	Prognoza wykonania 2015r.	Odchylenie
0	*1*	*2*	*3*	*4*	*5 (4-3)*
1	Wydobycie roczne	ton	2 122 800	2 268 050	145 250
2	Wydobycie dobowe	t/d	8 457	9 036	579
3	Wydajność	t/zatr/rok	640	683	43
4	Jednostkowy koszt produkcji węgla handlowego	zł/t	298,91	285,25	-13,66

Źródło: Zestawienie podstawowych wskaźników techniczno-ekonomicznych w KWK „Rydułtowy-Anna” za okres I–XII 2015 r. – Dział Ekonomiki Produkcji KWK „Rydułtowy-Anna”
Source: The collation of basic technical and economic indicators for the period between January 2015 to December 2015 – Dział Ekonomiki Produkcji (Production Economics Department) at KWK “Rydułtowy-Anna”

Przedstawione powyżej dane jednoznacznie potwierdziły, że prowadzenie wydobycia w dodatkowym dniu wolnym od pracy jest technicznie i ekonomicznie uzasadnione. Wobec powyższych faktów, kopalnia w uzgodnieniu z Zarządem i w konsultacji z zakładowymi organizacjami związków zawodowych planuje kontynuację tego rozwiązania w 2016 roku. Prognozowane efekty z tego tytułu to zwiększenie roczne wydobycia o 216 tys. ton (4500 t/sobota × 48 sobót produkcyjnych), przy jednoczesnym obniżeniu jednostkowego kosztu produkcji węgla o 4,82%, tj.: do poziomu 266,95 zł/t. Uwzględniając wysoką jakość produkowanych sortymentów w kopalni „Rydułtowy-Anna” oraz realne możliwości zbytu węgla, dodatkowe przychody ze sprzedaży w 2016 roku wrosną z tego tytułu o 48,6 mln zł, a wynik na sprzedaży zostanie poprawiony o 36,5 mln zł (bilansując dodatkowe zmienne koszty produkcji).

PODSUMOWANIE

Podsumowując analizowaną tematykę społecznych i ekonomicznych skutków wprowadzenia sześciodniowego systemu organizacji pracy w kopalni „Rydułtowy-Anna”, należy stwierdzić, że jego pilotażowe wdrożenie w 2015 roku, w pełni osiągnęło zamierzone cele. Kopalnia posiada pozytywne doświadczenie związane z minimalizacją zagrożenia sejsmicznego poprzez wprowadzenie równomierności oraz ciągłości wydobycia. W okresie od czerwca do grudnia minimalizując przerwę w wydobyciu od drugiej zmiany w sobotę do pierwszej zmiany w poniedziałek ograniczyło się zagrożenie tąpaniami. Po wprowadzeniu wydobycia w sobotę nastąpiło zmniejszenie intensywności sejsmicznej oraz ograniczenie ilości wstrząsów. Należy wnioskować, że planowana kontynuacja prowadzenia wydobycia w wydłużonym cyklu tygodniowym w kolejnych latach będzie miała pozytywny wpływ na ograniczenie zagrożenia tąpaniami, a także istotnie przyczyni się do poprawy osiąganych wyników ekonomicznych kopalni. Dodatkowo, należy podkreślić, że przy zachowaniu dotychczasowych warunków pracy w soboty, rozwiązanie to jest akceptowane przez załogę kopalni i nie powoduje negatywnych skutków społecznych.

The Economic and Social Effects of the Implementation of the 6-Days Workflow System in KWK "Rydułtowy-Anna"

The aim of this paper is to analyse the economic and social aspects of the introduction of the 6-days workflow system in coal mine KWK "Rydułtowy-Anna", a department of Kompania Węglowa S.A. Company. This program has been put into action as a pilot project in May 2015 and continues up to this day (in a limited, single-shift system). The paper will take a look into social aspects of the before mentioned 6-days work system including staff members' opinions on the various benefits of this approach for the employees and the mine itself. Economic performance and results achieved in this model will be also presented (the impact the system had on the increase in accumulation on the sale of coal), as well as the influence on the unit cost of production in respective months of the year. Apart from the descriptive part, the paper will also include economic data in the form of graphs.

Krakow, February 2016

Recent Developments in Ground Reinforcement and Strata Management in the Australian Underground Coal Industry

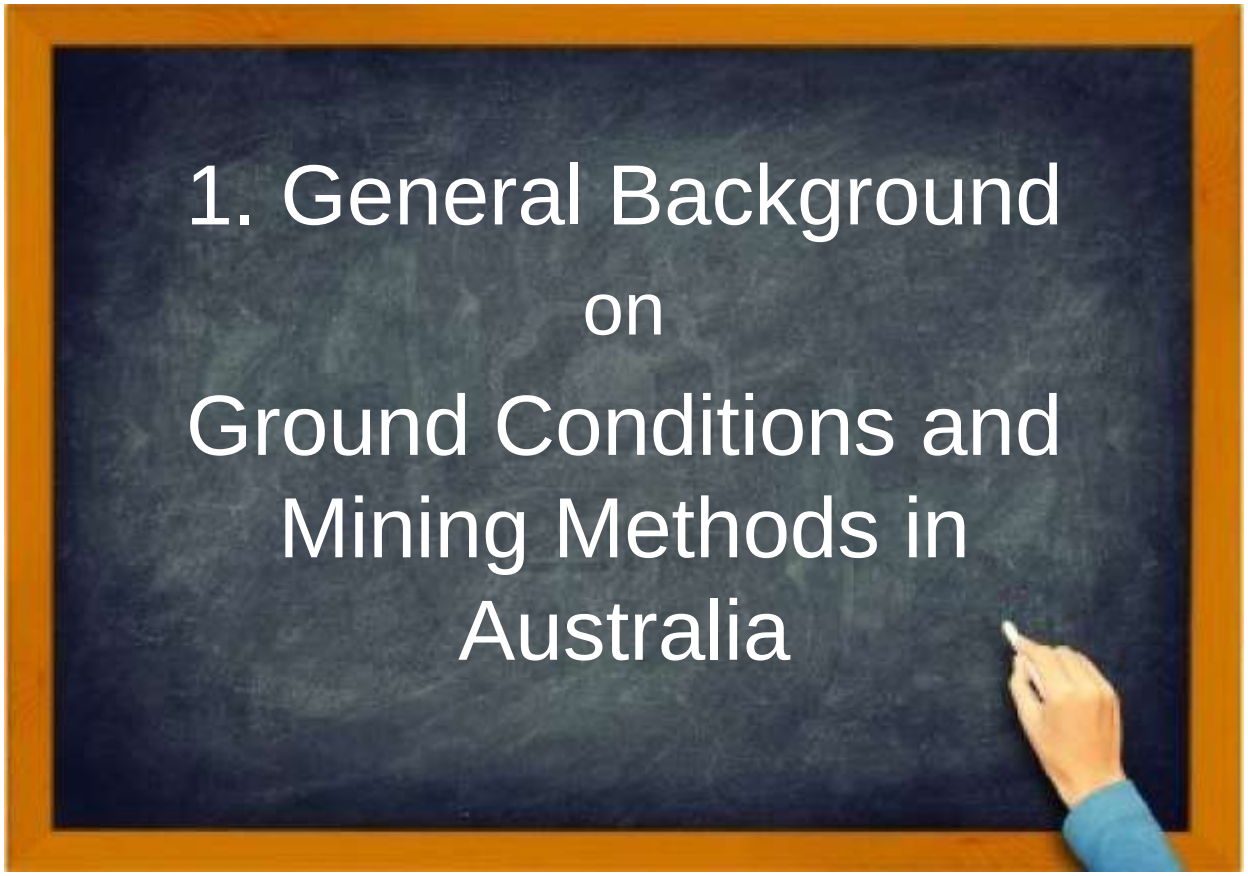
Rob Thomas
Underground Coal Practice Leader

Golder Associates

Content

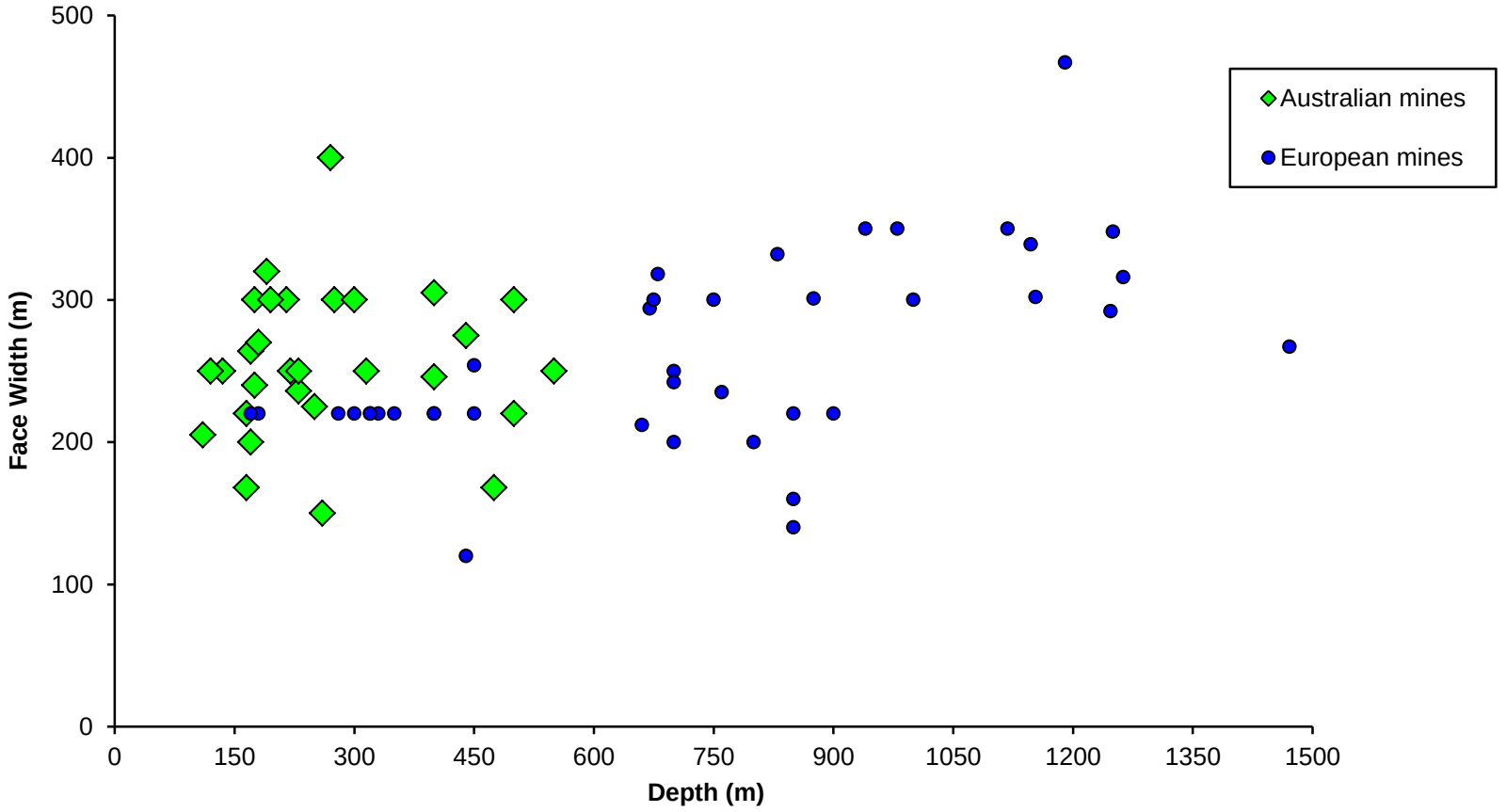
- General background on ground conditions and mining methods in Australia
- High capacity and pre-tensioned cables
- Self-drilling bolts
- Fit-for-purpose mining equipment
- Design
- Strata management

Golder Associates


1. General Background
on
Ground Conditions and
Mining Methods in
Australia

Depth

- **Depth of workings typically range between 200 and 600m**



Horizontal Stress – the Basics

- High horizontal stress
- Anisotropic stress field with a pronounced major horizontal stress
- Ratio of horizontal to vertical stress is generally between 1.5 to 3 : 1

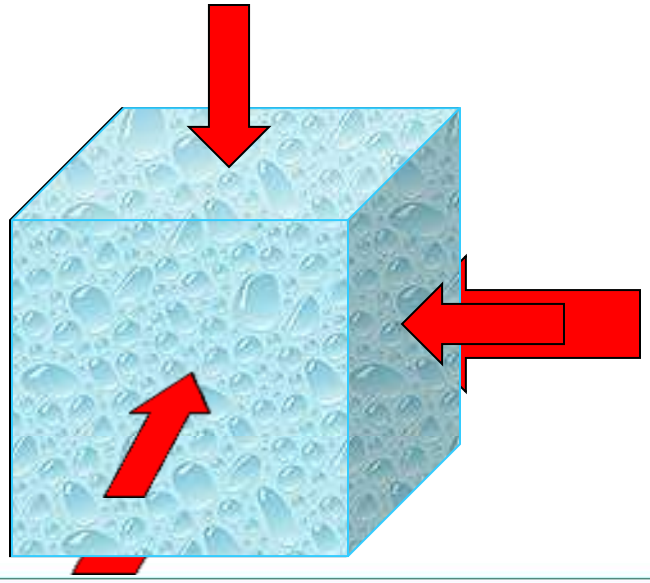
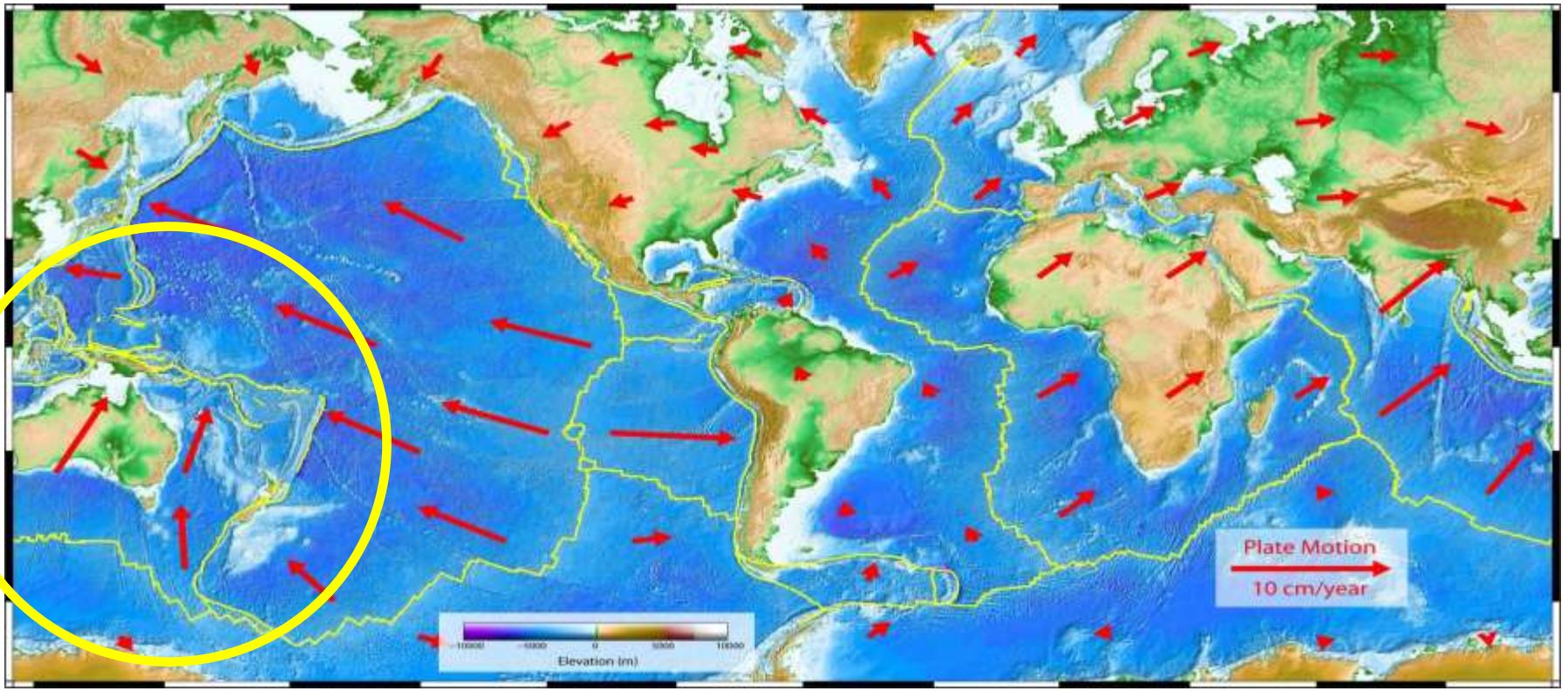
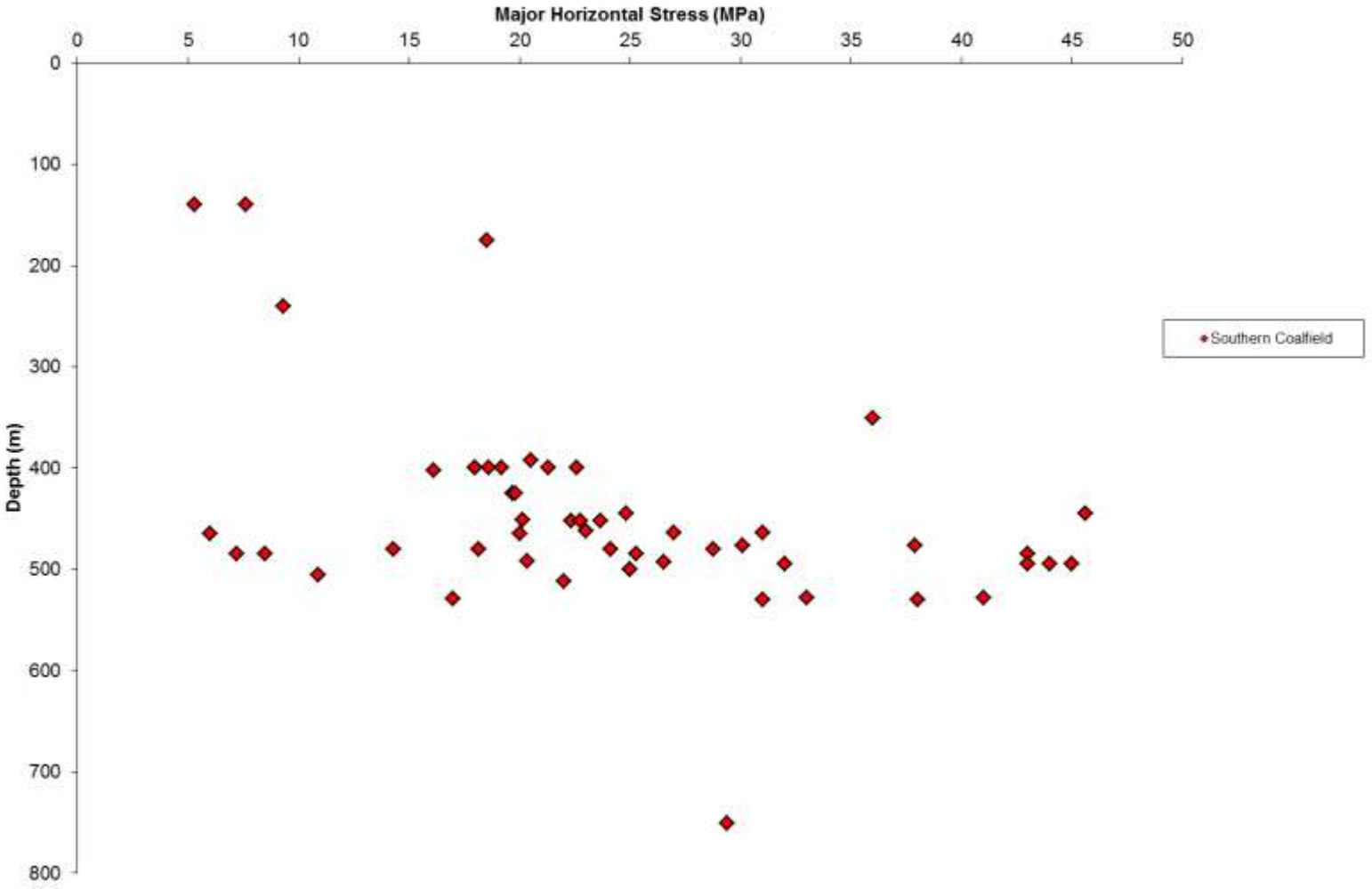


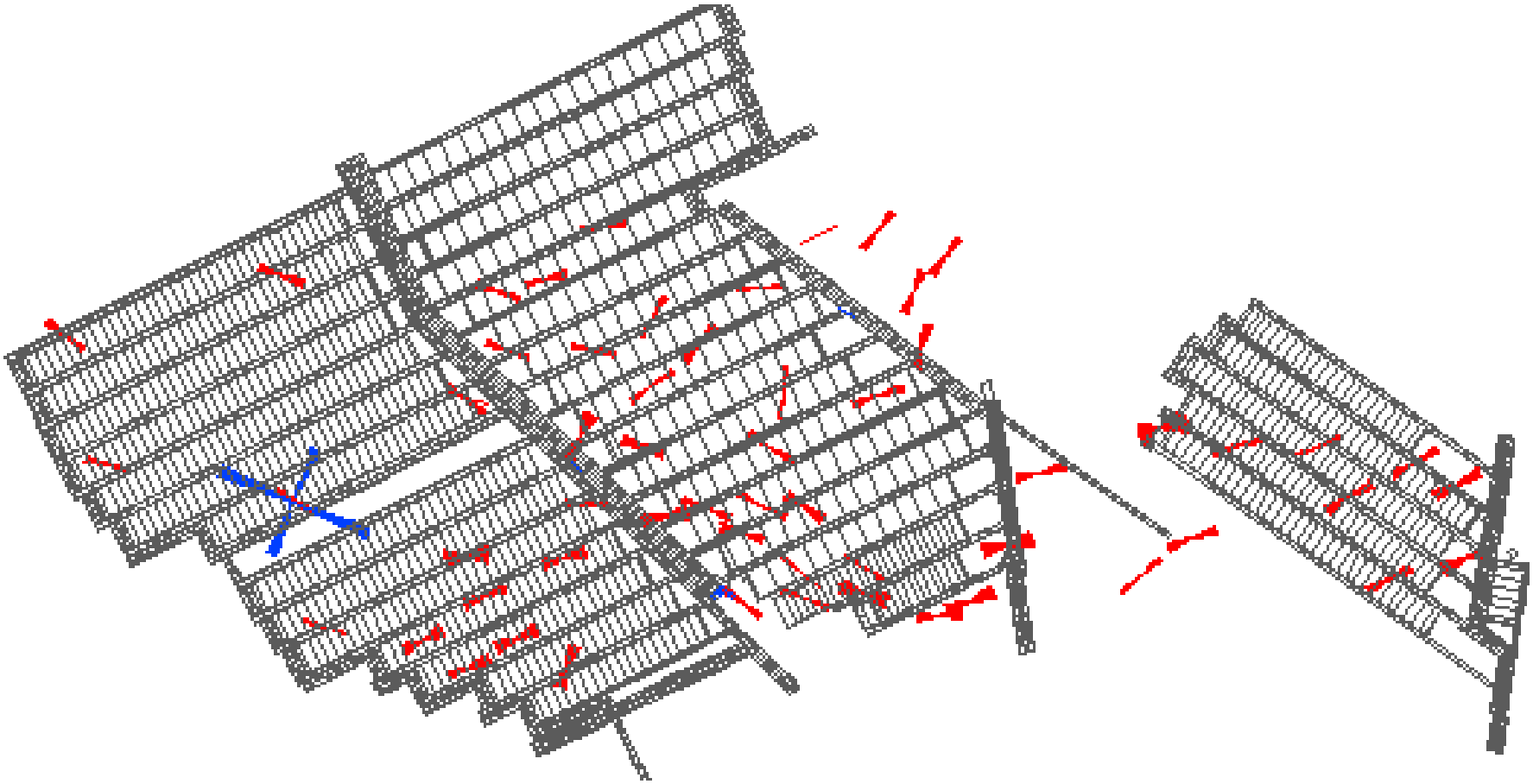
Plate Tectonics



Measured Relationship between Horizontal Stress and Depth



Highly Variable Horizontal Stress Directions



Roof Type

- Immediate roof varies from coal to claystone to massive sandstone
- New South Wales mines – typically 250 to 600m deep and characterised by 20 to 60 MPa rock types
- Queensland mines – typically 150 to 300m deep and characterised by 10 to 40 MPa rock types

Golder Associates

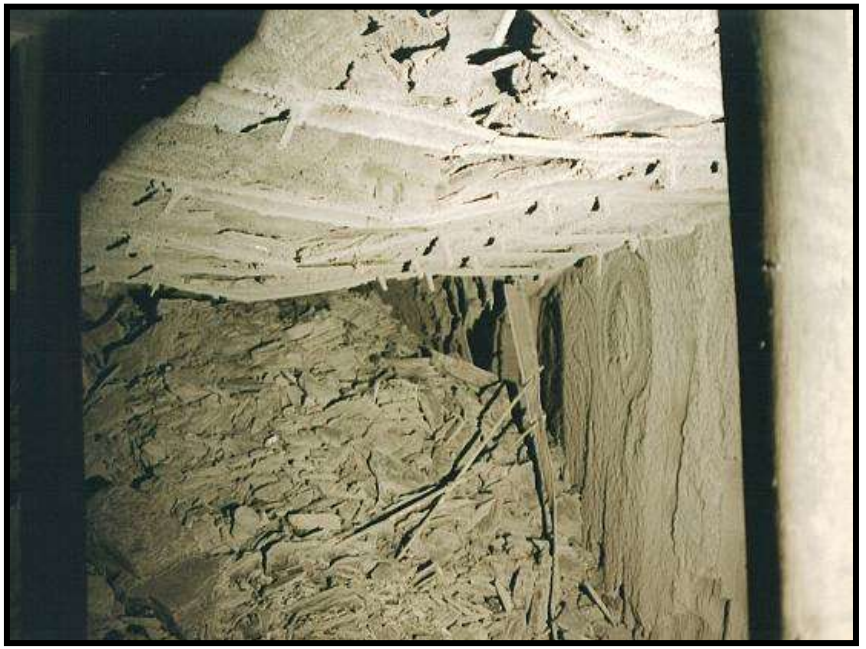
Laminated Roof Types

- **Susceptible to failure after only a few 10's of mm's**

During Driveage



2 Weeks after Driveage



Golder Associates

Coal Roof

- **Very ductile and can displace several 10's of mm and gutter to a height of 1 to 1.5m**

400mm of Roof Sag

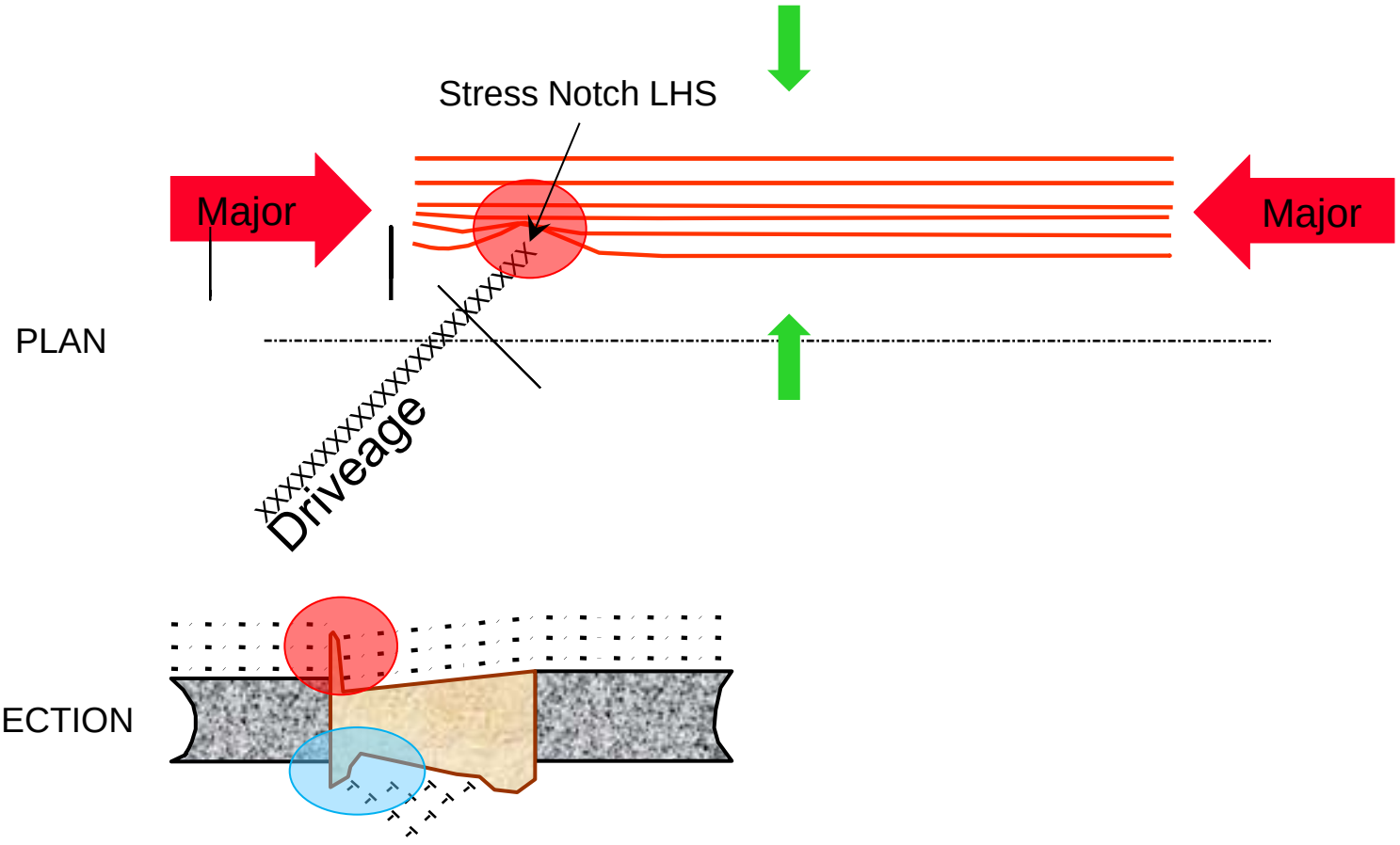


1.5m of Guttering



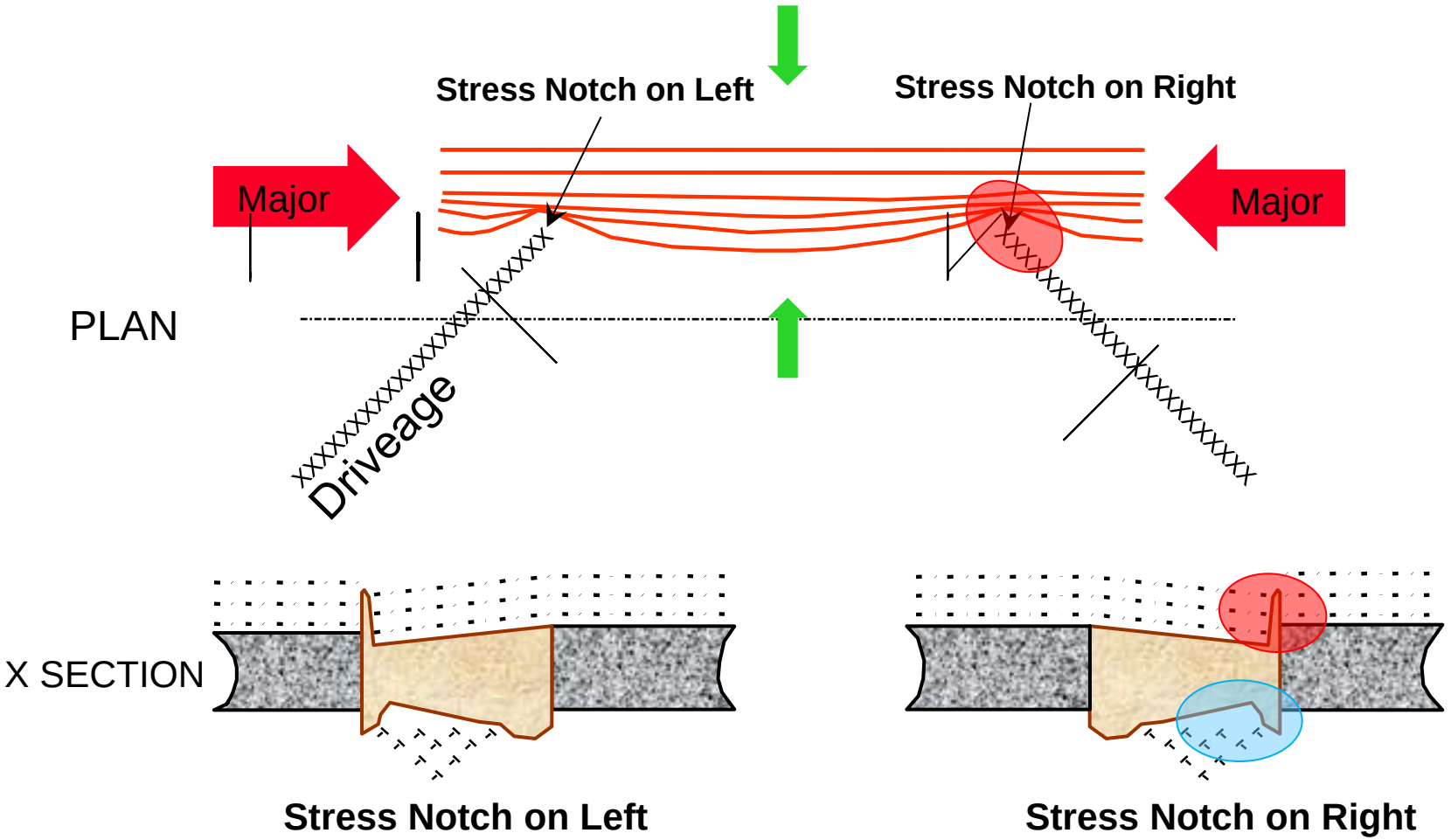
Golder Associates

What is Guttering?



Stress Notch on Left

What is Guttering?



Sandstone

- **Competency of roof varies significantly depending on bedding plane spacing**

Laminated Roof



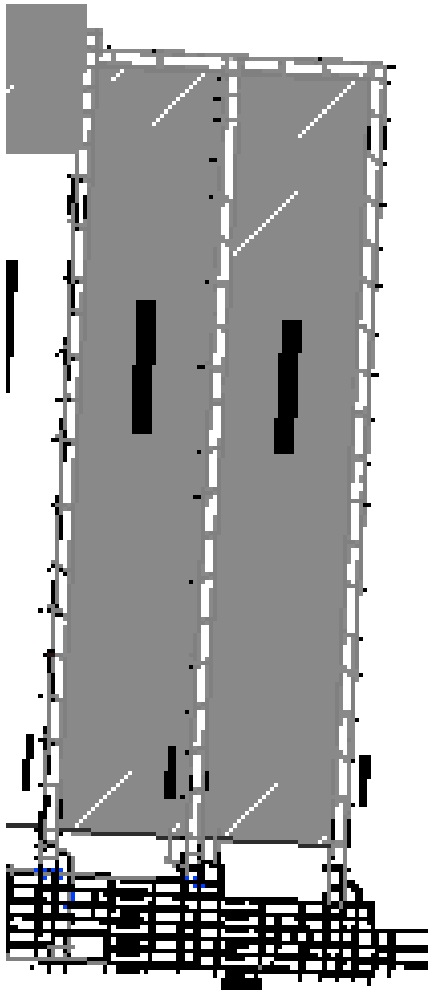
Massive Sandstone Roof



Golder Associates

Mining Methods - Development

- Retreat longwalls
- Multi-entry main headings and two heading gate roads
- Maximises development and longwall efficiency – unlike the US, the development rates achieved in Australia do not support the use of 3 heading gate roads
- As a result, only two of the 30 longwall mines in Australia use three heading gate roads



Mining Methods - Development

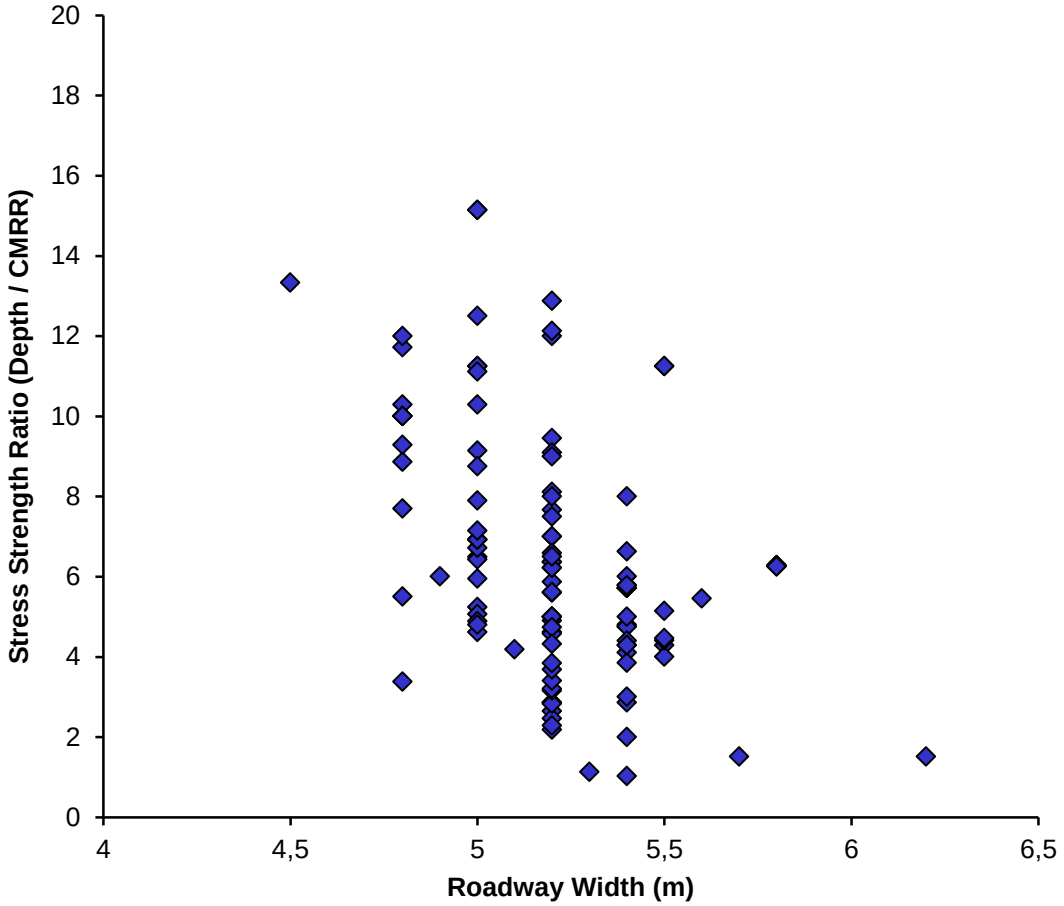
- All roadway development undertaken with continuous miners and shuttle cars
- All machines incorporate the use of on-board roof and rib bolters



Golder Associates

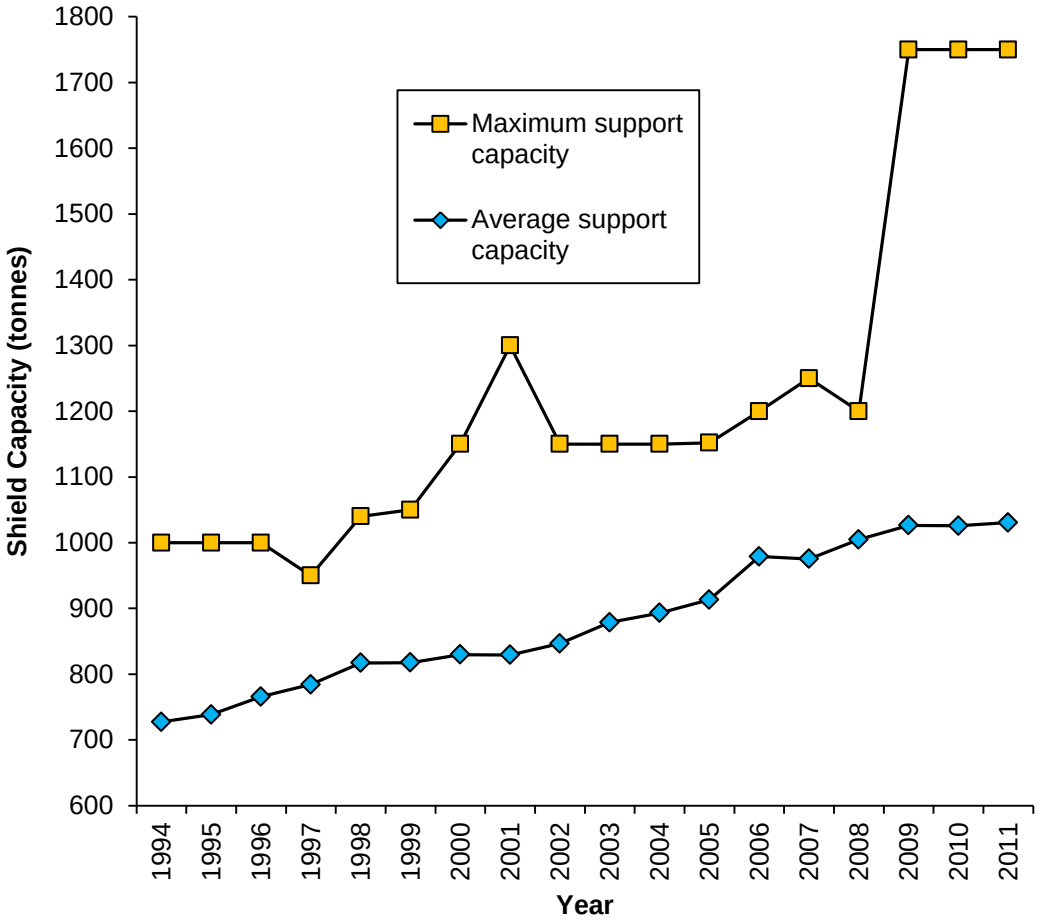
Mining Methods - Development

- Roadways generally 3 to 3.5m high and 4.8 to 5.4m wide
- Generally, the higher the Stress Strength Ratio, the narrower the roadway



Mining Methods - Retreat

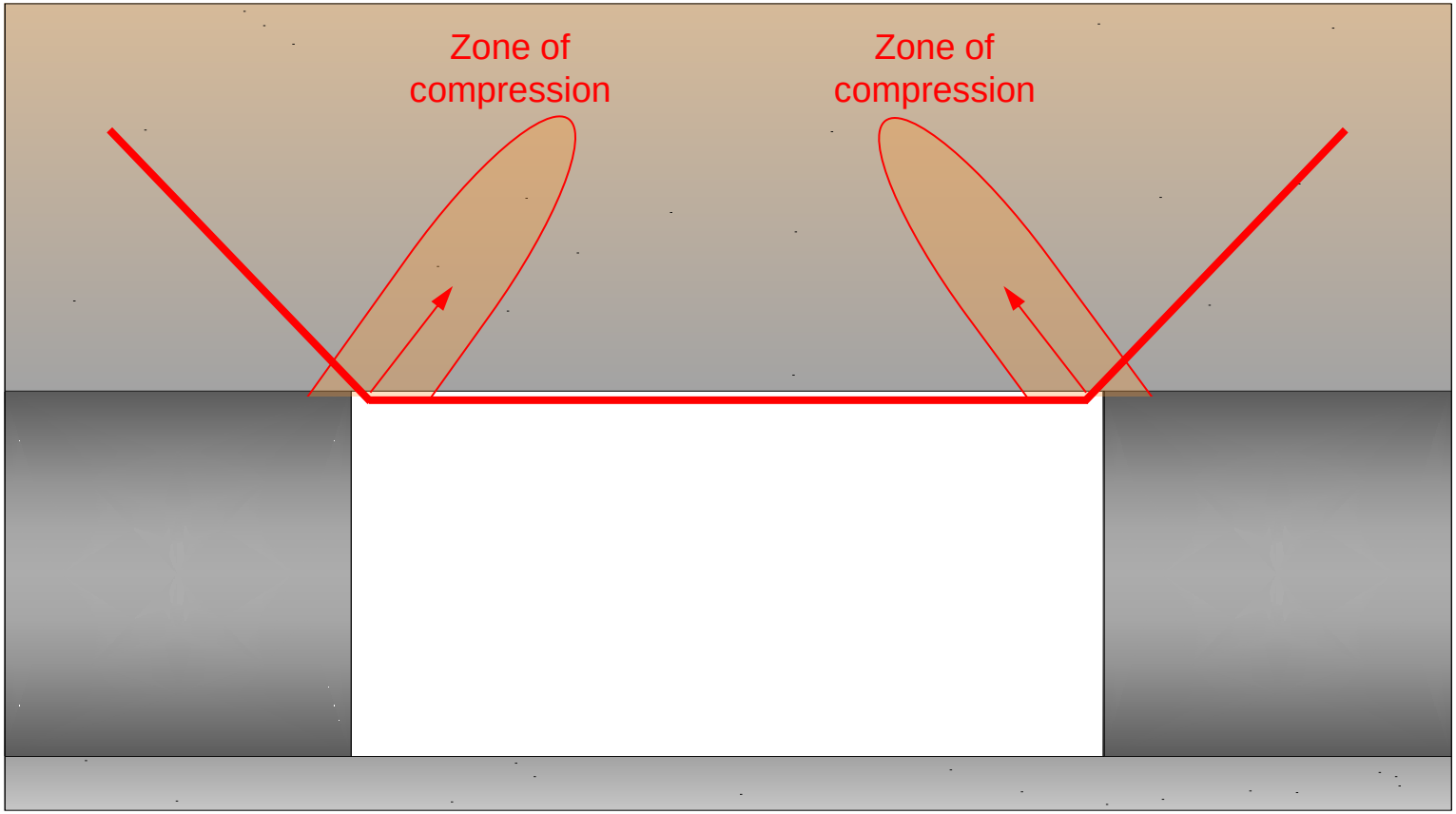
- Generally 1000 tonne x 1.75m wide to 1700 tonne x 2m wide shields
- 250 to 400m wide longwall faces
- 300 to 500 operators per mine
- 3 to 10 Mtpa



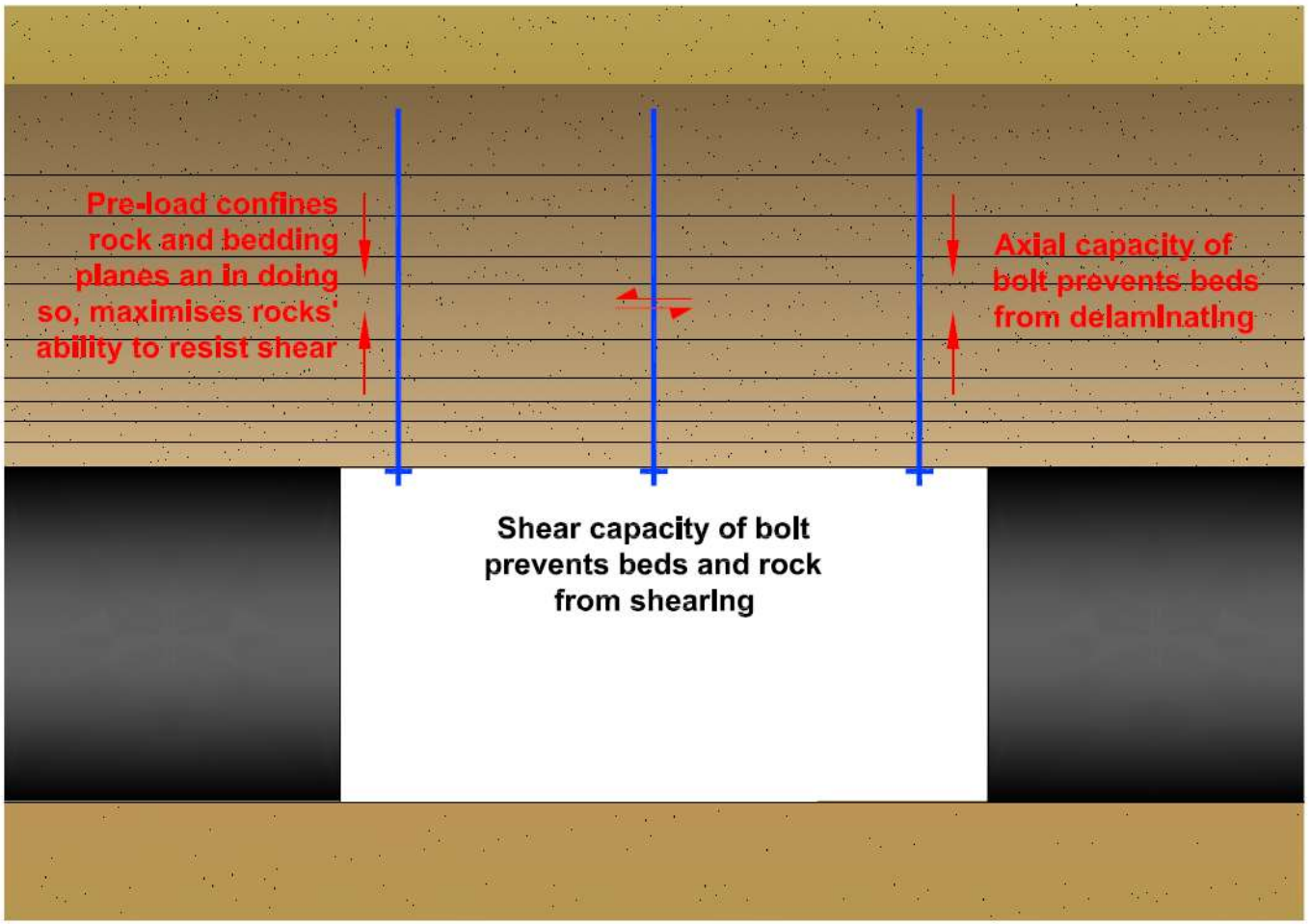
Golder Associates


2. High Capacity Pre-tensioned Cables

Support



Reinforcement



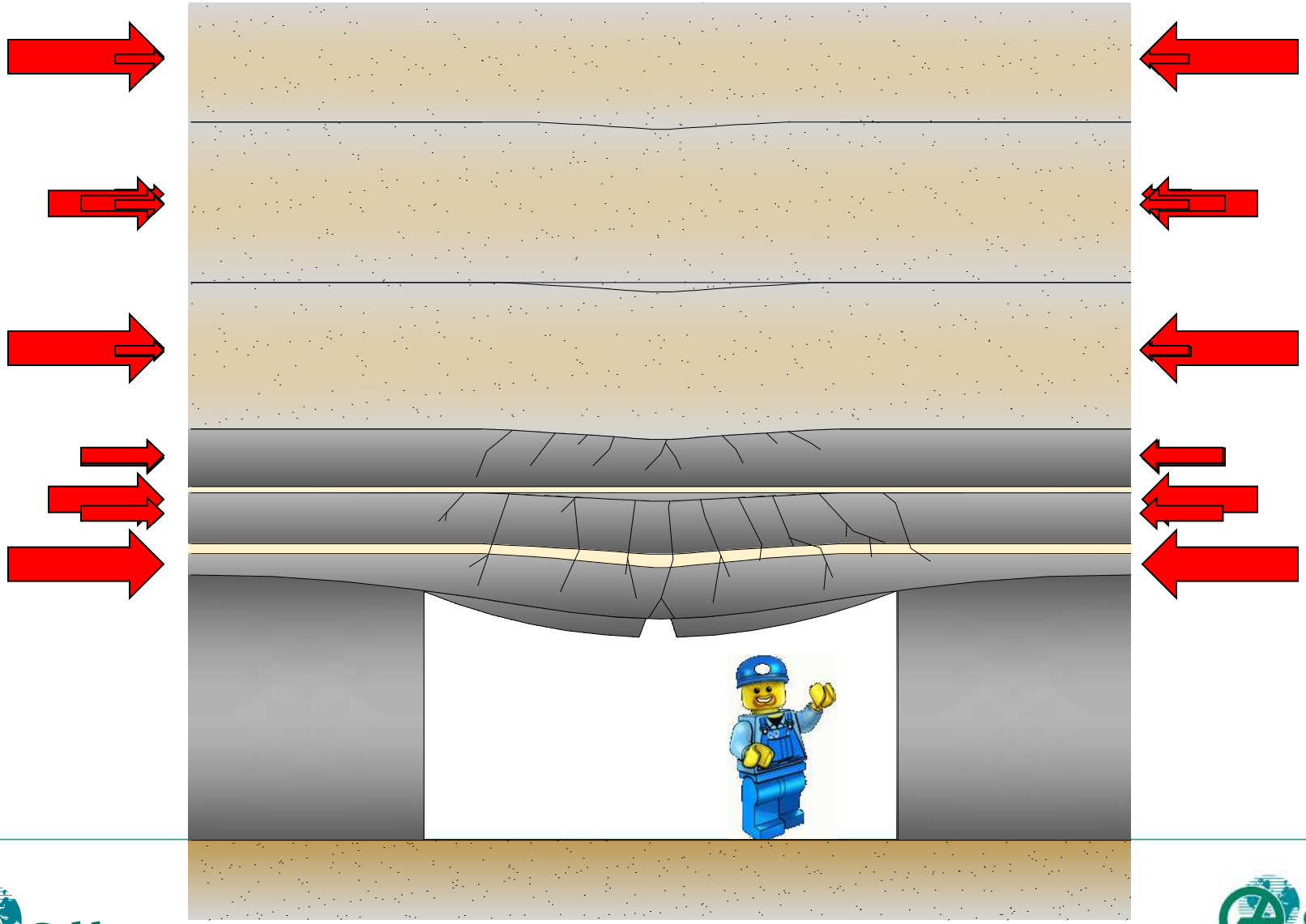
In Australia the aim is to reinforce not support the roof!

Build beams in the roof

Let the roof support itself!

Golder Associates

Roof Behaviour Model




3. Hardware

Secondary Cable Bolts

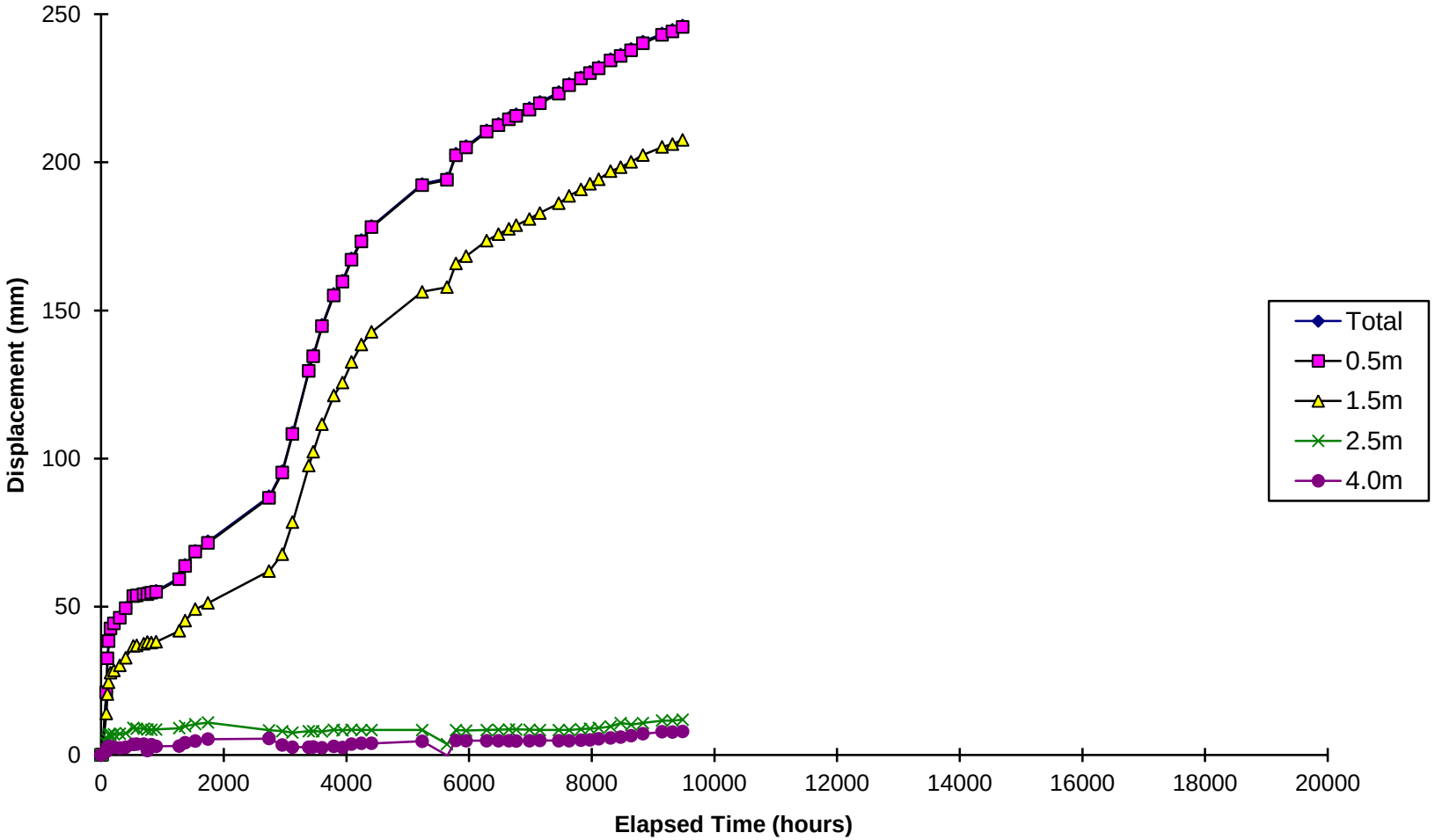
Cable Type	Axial Capacity	Strand Type	Cable Diameter	Drill Bit Diameter
JSS	60 tonnes	Plain-strand	21.8mm	42 to 55mm
TG	63 tonnes	Plain-strand	28mm	42mm
Twin-strand	54 tonnes	Bulbed	15.2 to 28mm x 2	52 to 55mm
Triple-strand	81 tonnes	Bulbed	15.2 to 28mm x 3	55mm
MW9 Megastrand	60 tonnes	Bulbed	31 to 36mm	42mm

Golder Associates

Plain-strand 60 tonne Capacity JSS Cables



Excessive Creep in Roof Reinforced with Plain Strand Cables



Bulbed 60 tonne Capacity Megastrand

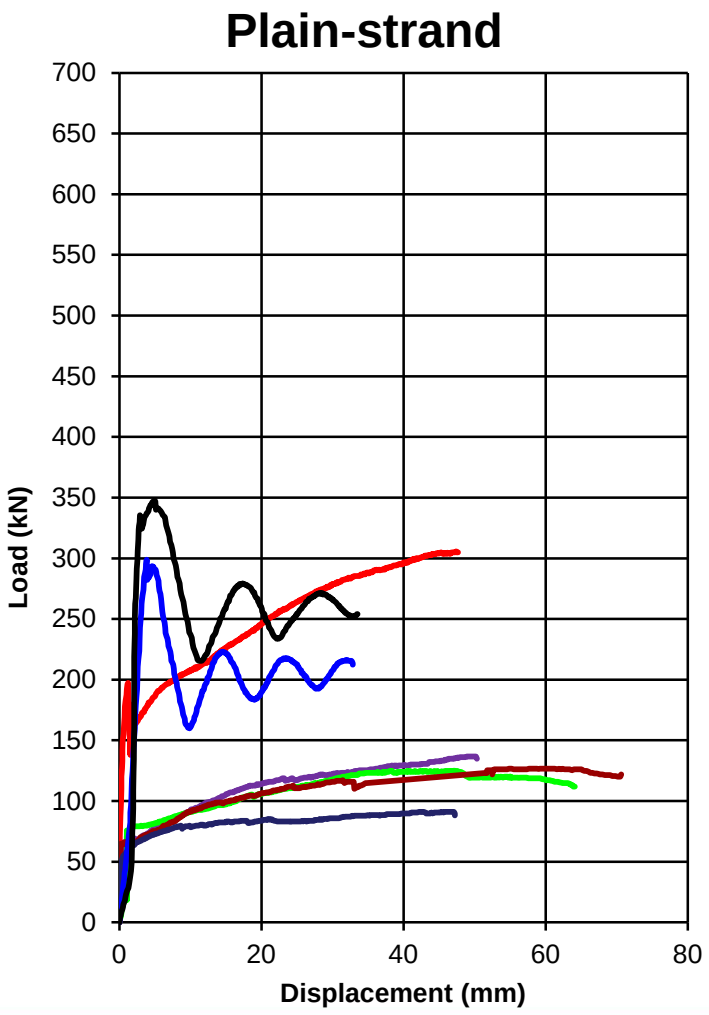


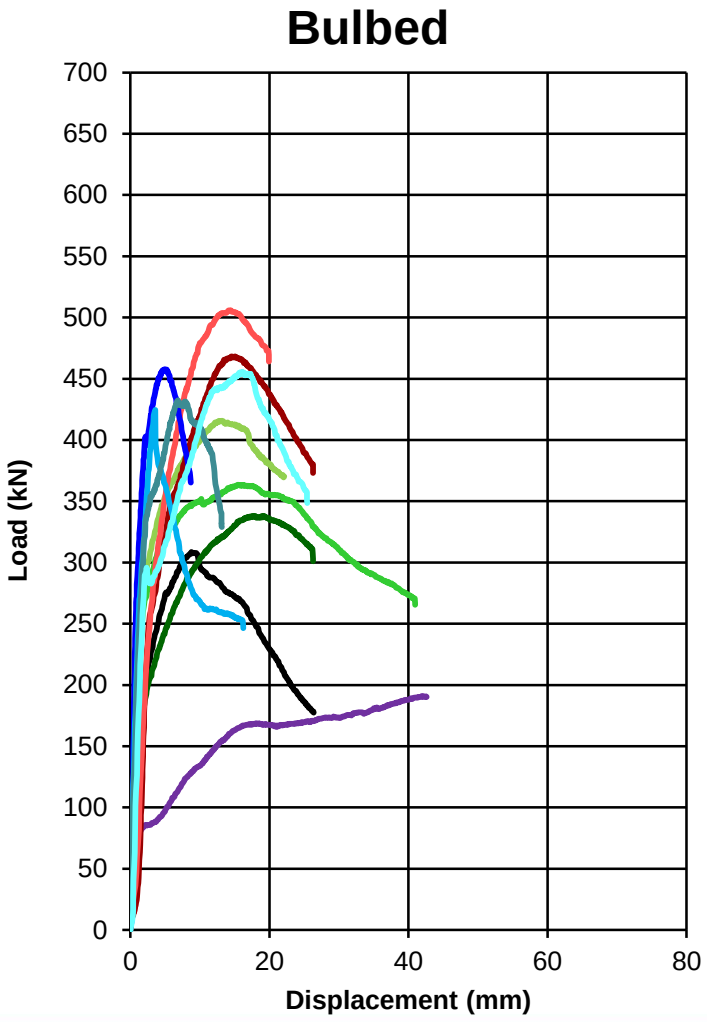


Example of a Pull Test



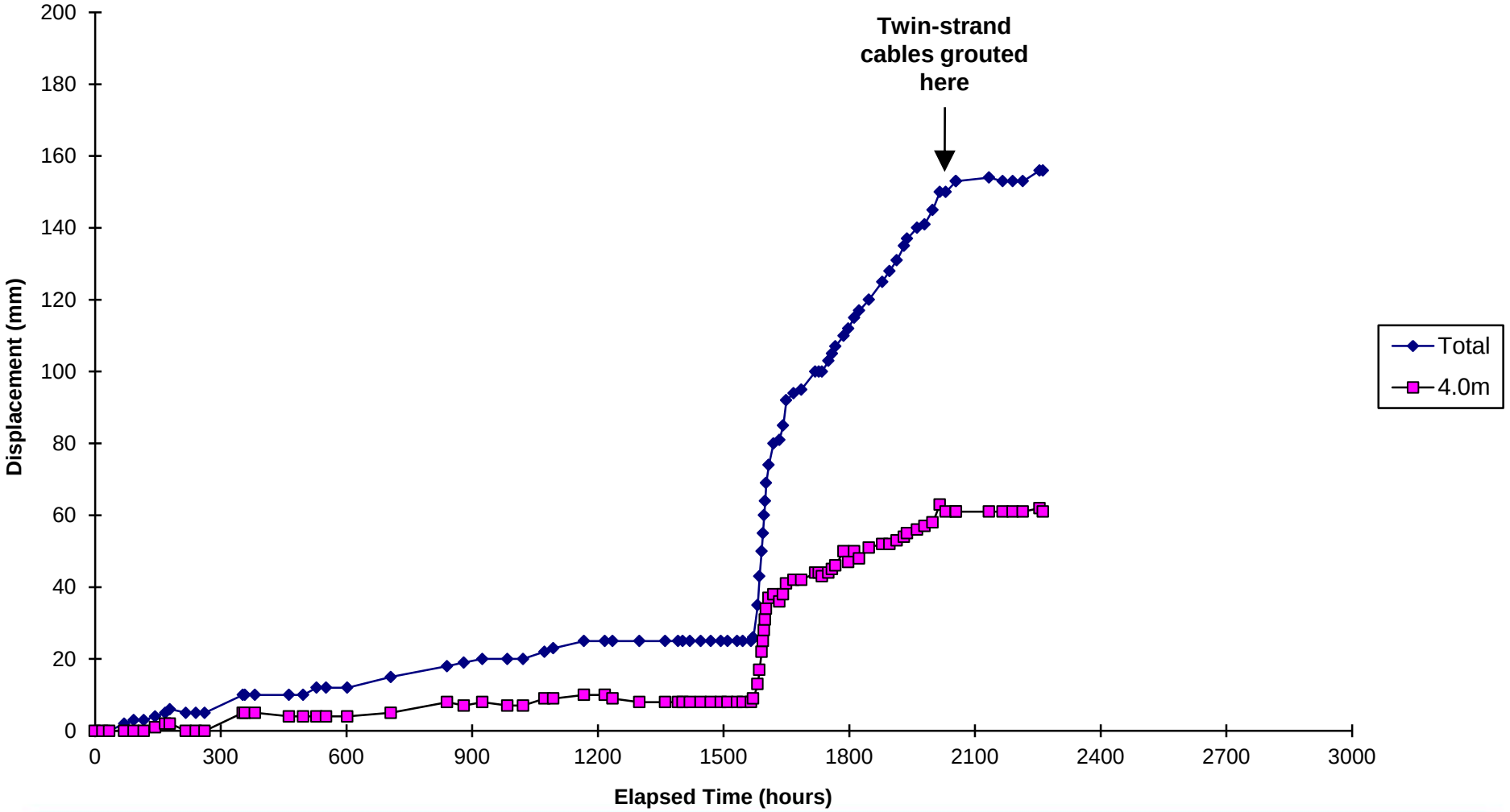
Cable Bolt Pull Test Results





Golder Associates

Measured Impact of Bulbed Cables

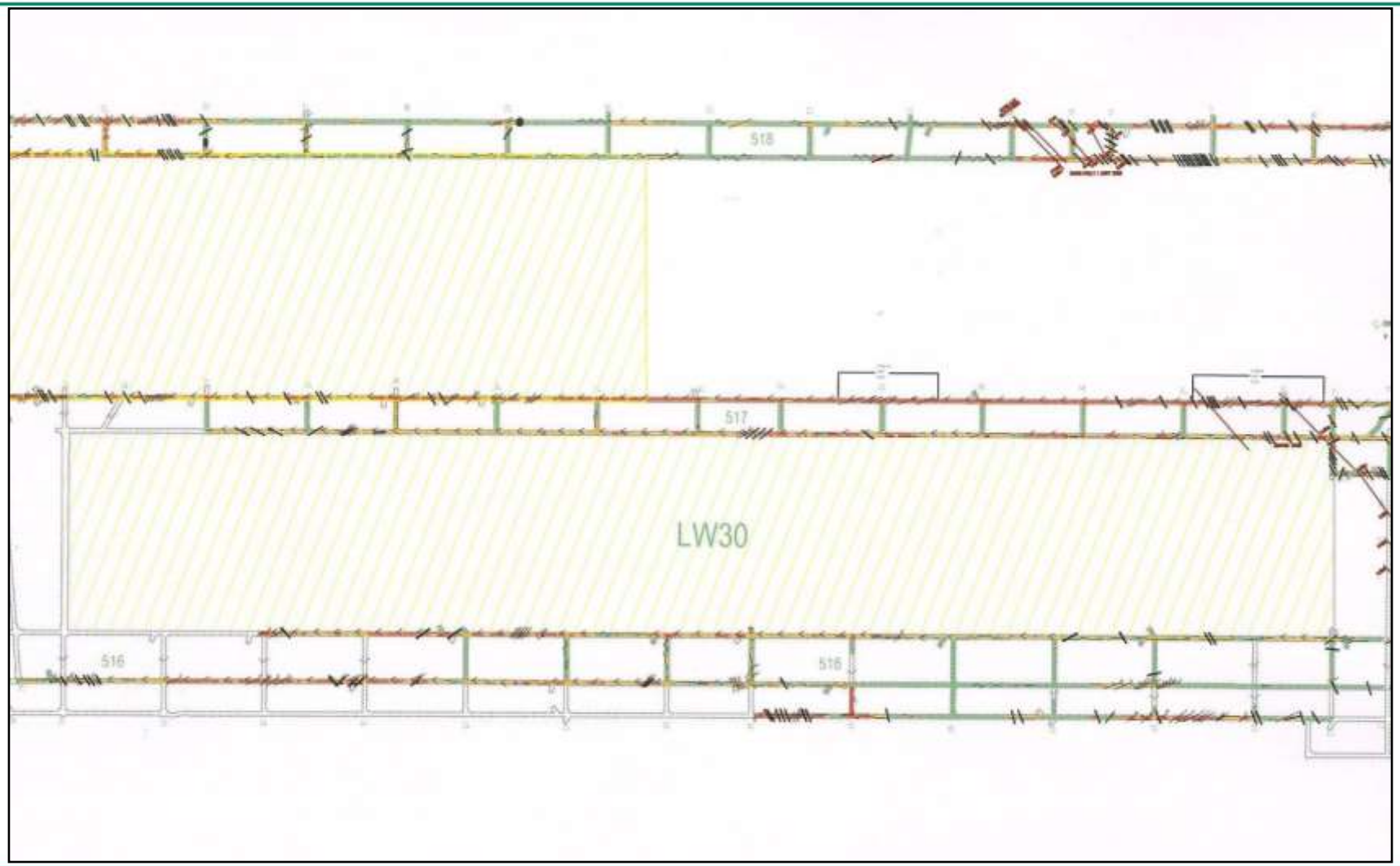


Design Principles

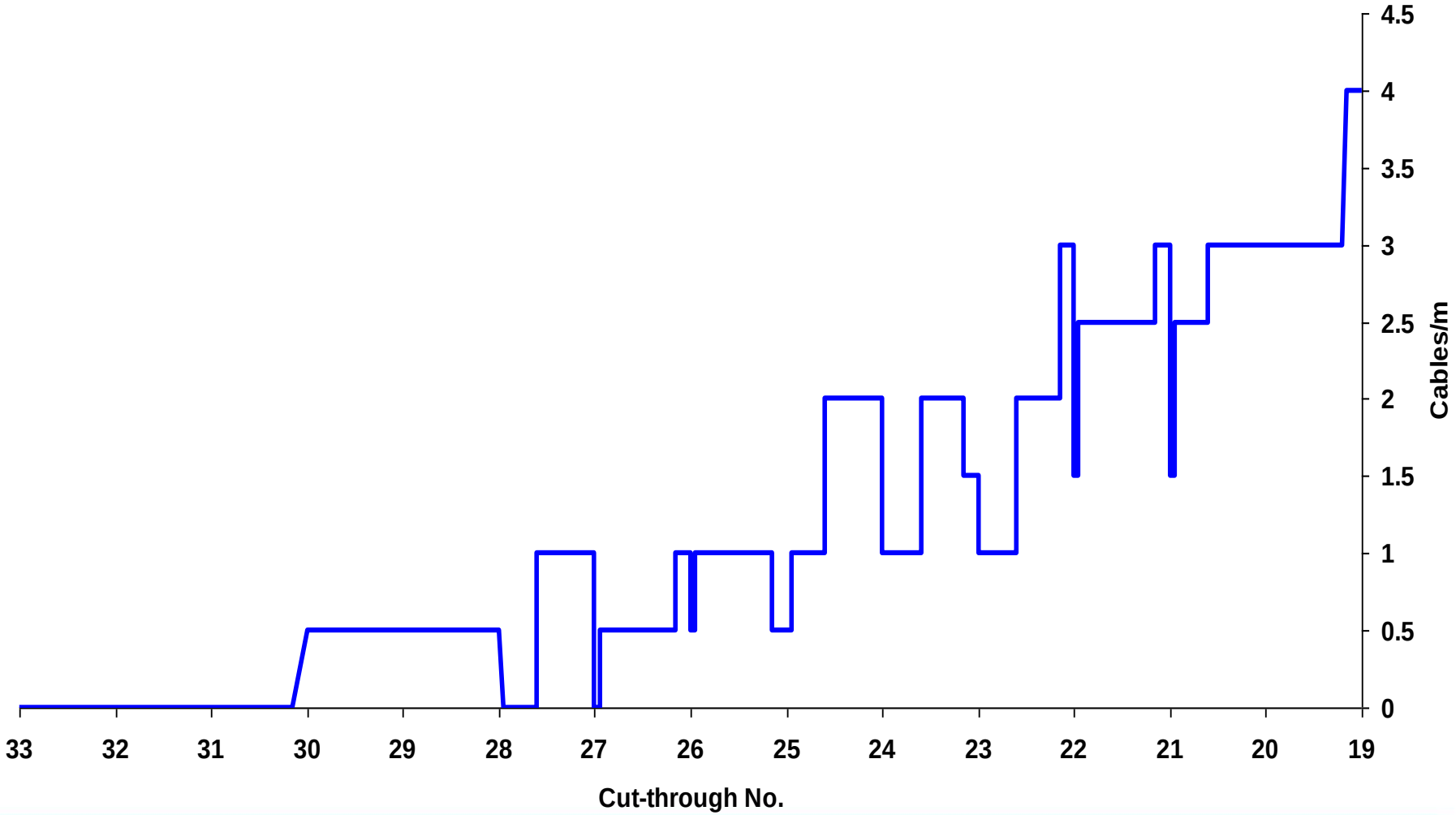
- Major or minor horizontal stress notching
- Axis of deformation
- Pinch-points
- Empirical database

Golder Associates

Horizontal Stress Notching



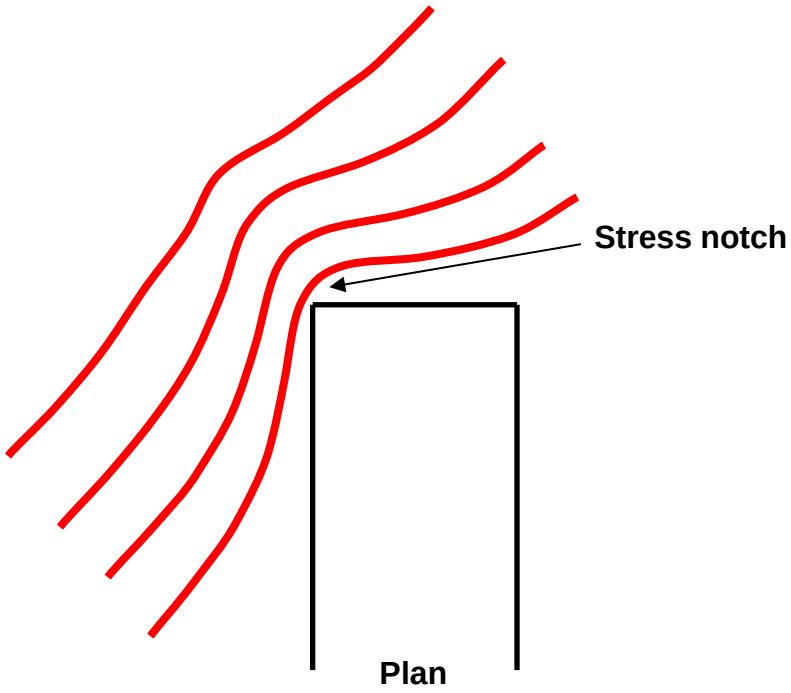
Horizontal Stress Notching and Impact on Secondary Support Density



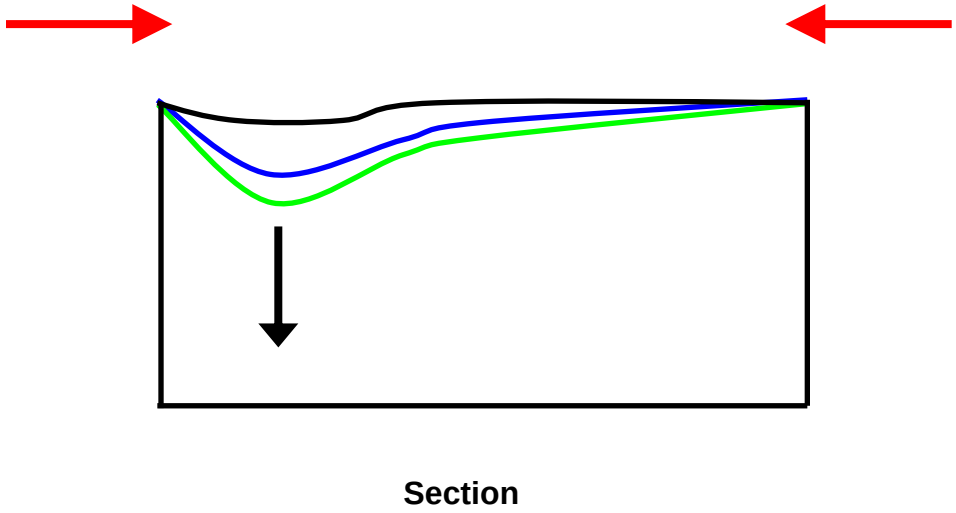
Golder Associates

Axis of Buckling

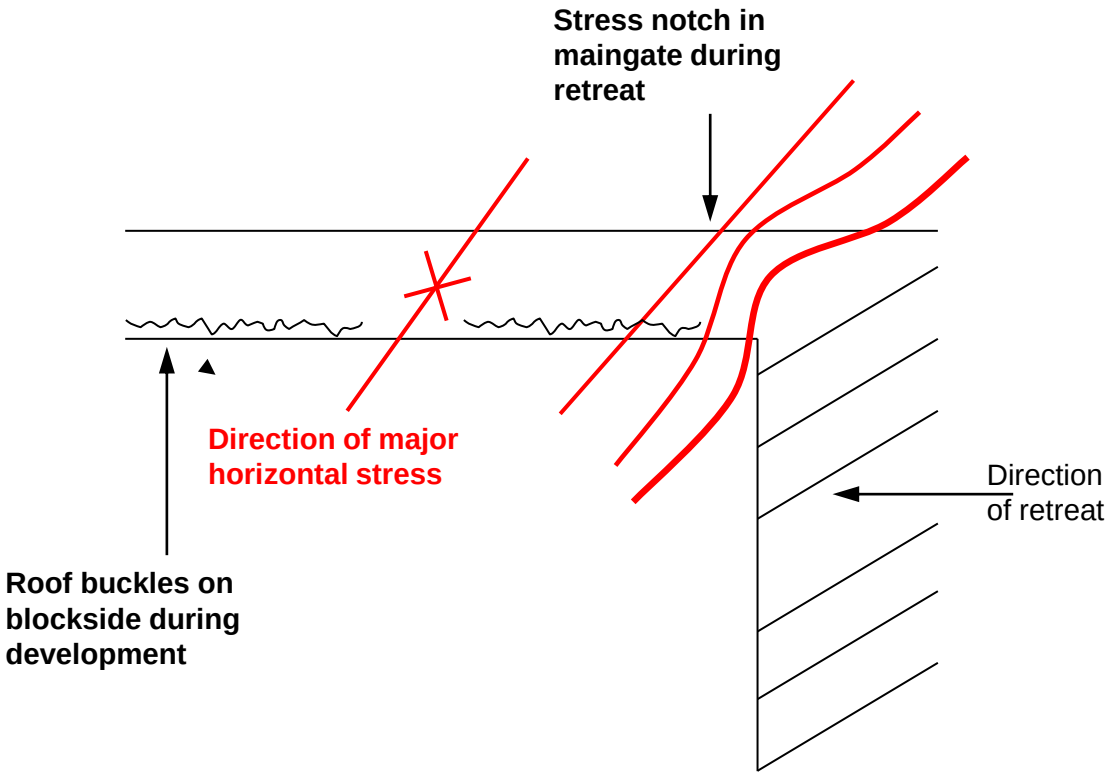
Roadway Development



Longwall Retreat

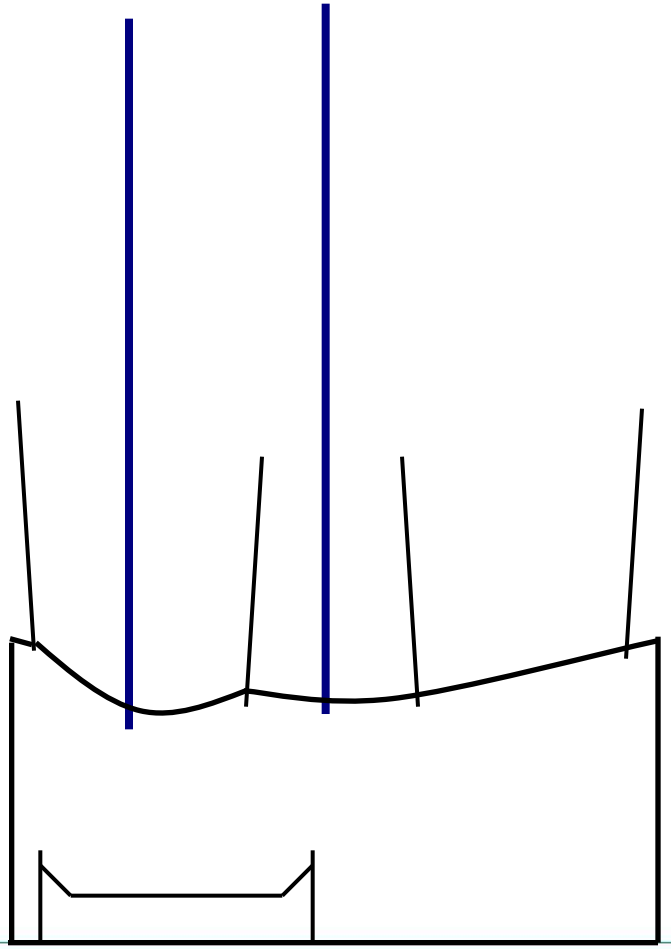


Relationship between Blockside Buckling and Major Horizontal Stress Notching During Longwall Retreat

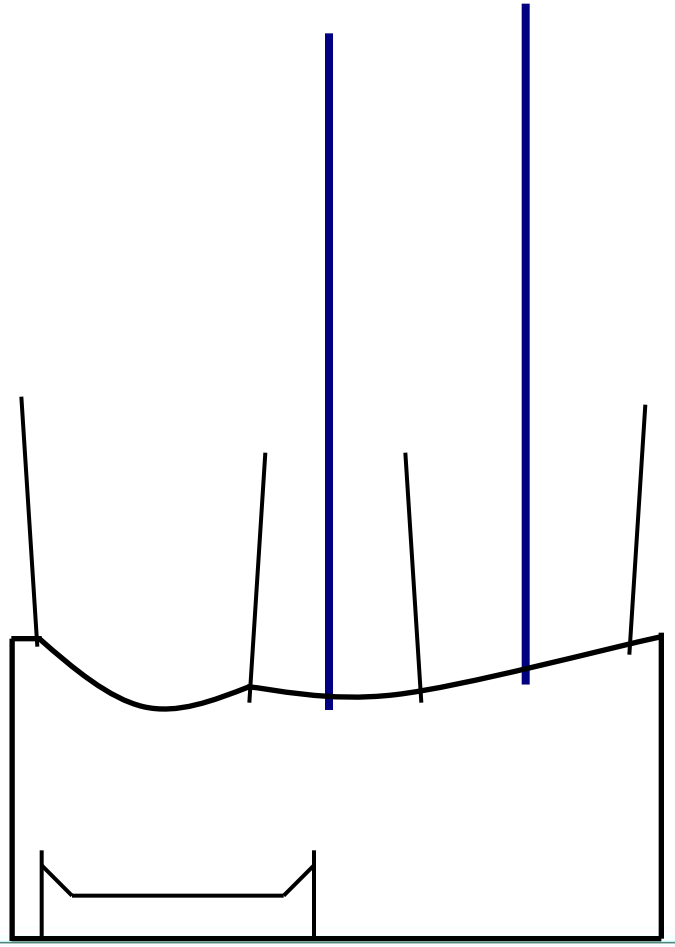


Importance of the Location of Installed Cables

Maximum Effectiveness



Reduced Effectiveness



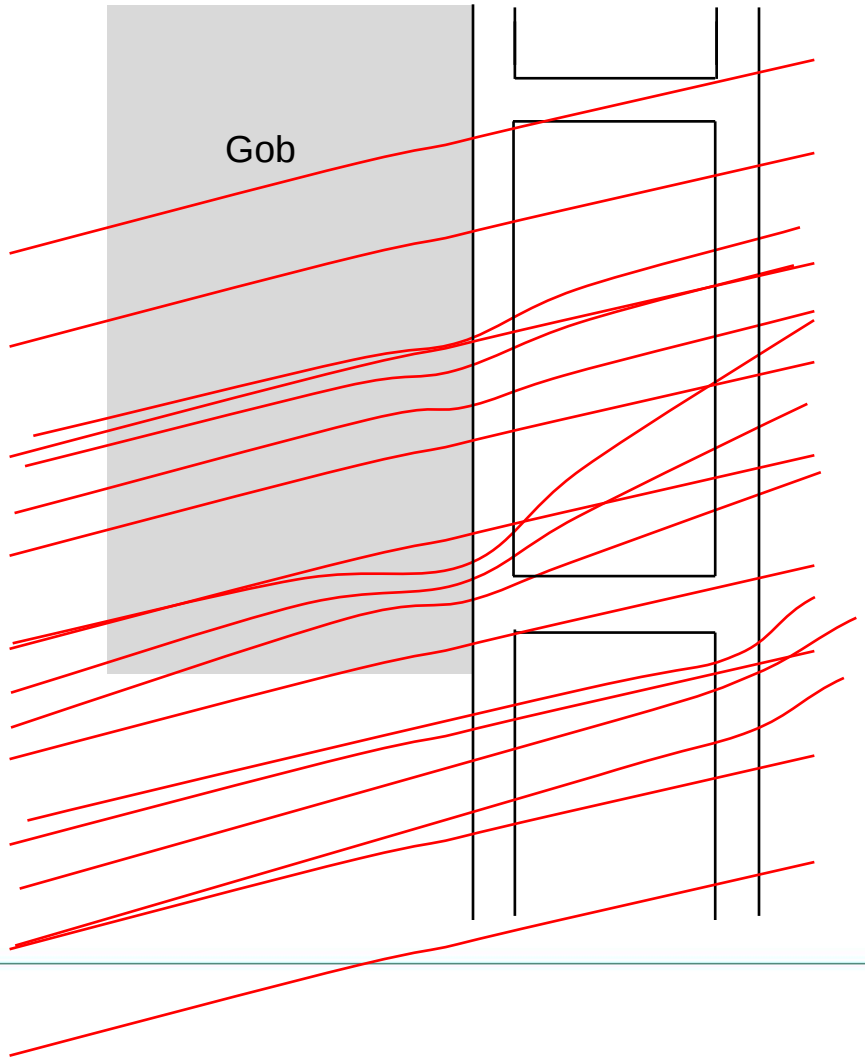
Golder Associates

Example of Getting it Wrong

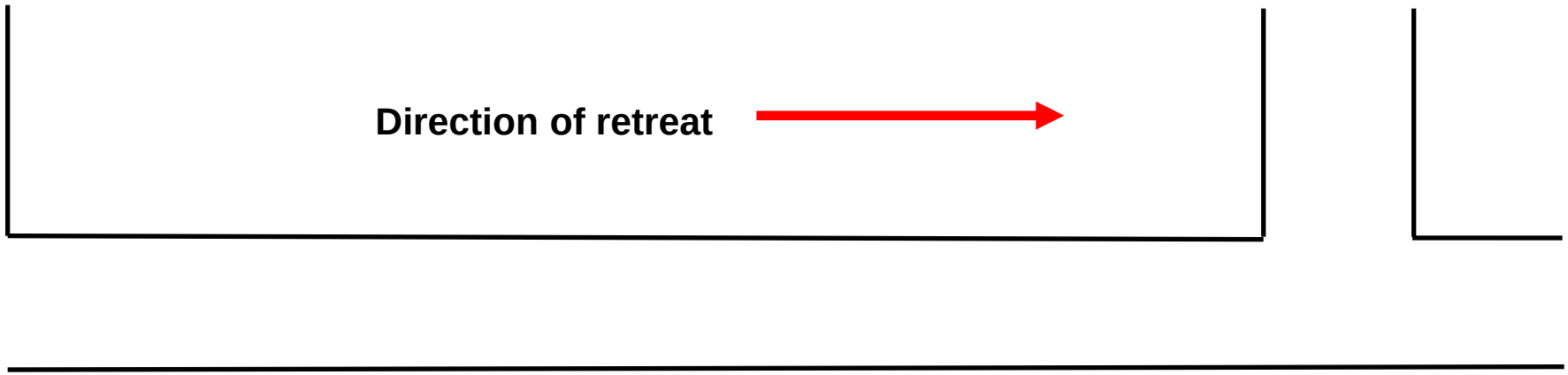


Pinch Points

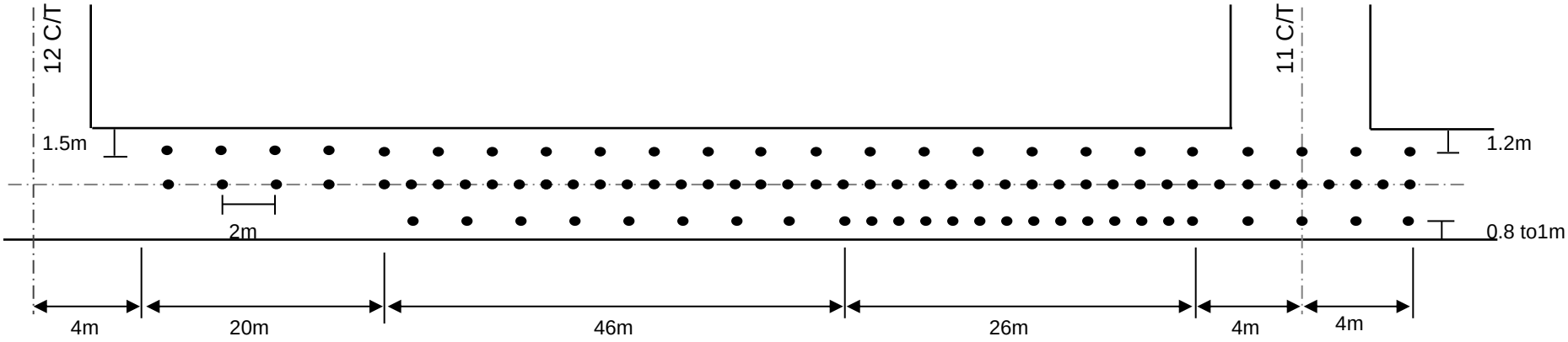
2. Approaching Mid-pillar



Any Given Pillar can be Divided into 4 Zones



Micro-scale Stress Notching and its Impact on Secondary Support Design



Relief-point:

Pillarside
1 x Megabolt x 2m

Centre-line
1 x Megabolt x 2m

Blockside
Nil

Mid-pillar:

Pillarside
1 x Megabolt x 2m

Centre-line
1 x Megabolt x 1m

Blockside
1 x Megabolt x 2m

Pinch-point:

Pillarside
1 x Megabolt x 2m

Centre-line
1 x Megabolt x 1m

Blockside
1 x Megabolt x 1m

Intersection:

Pillarside
1 x Megabolt x 2m

Centre-line
1 x Megabolt x 1m

Blockside
1 x Megabolt x 2m

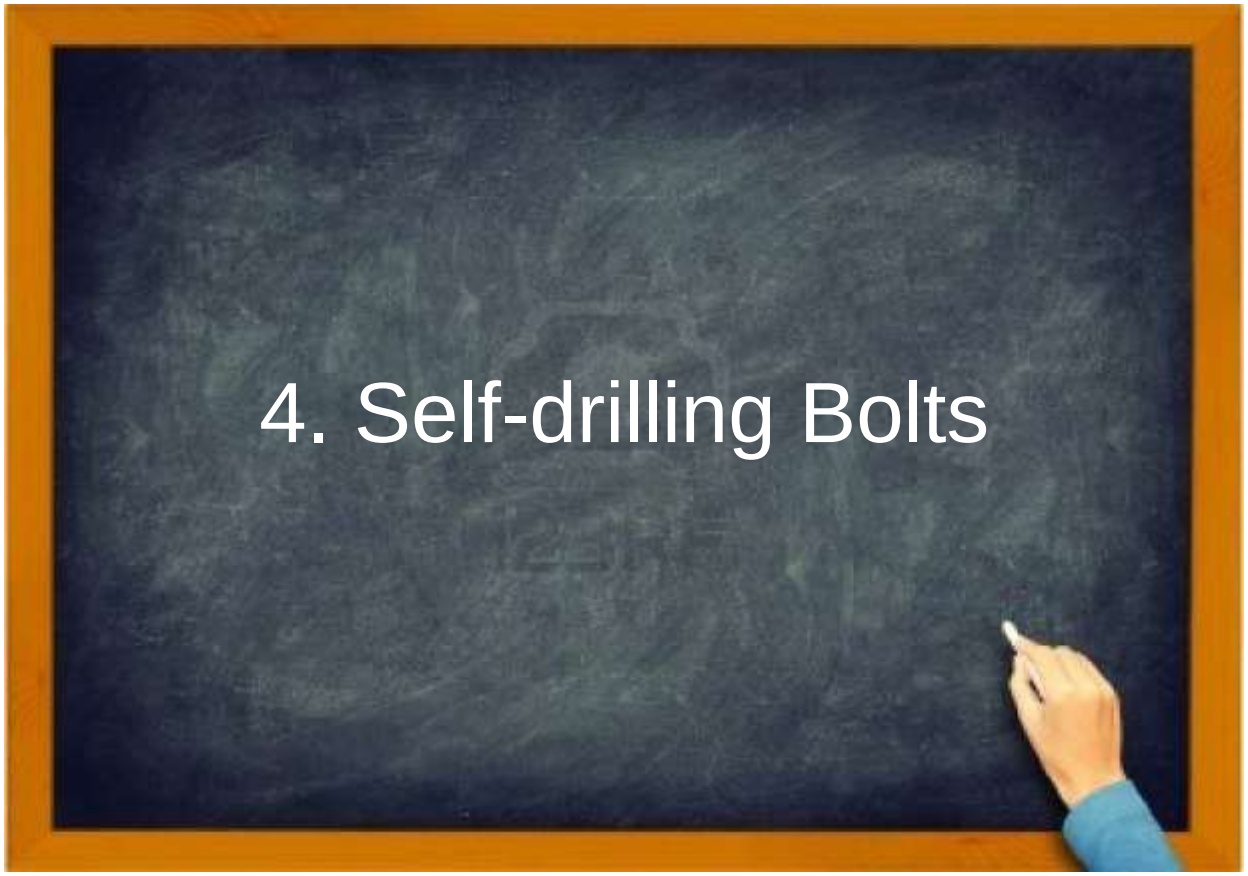
Pinch-points

Well supported Pinch-point



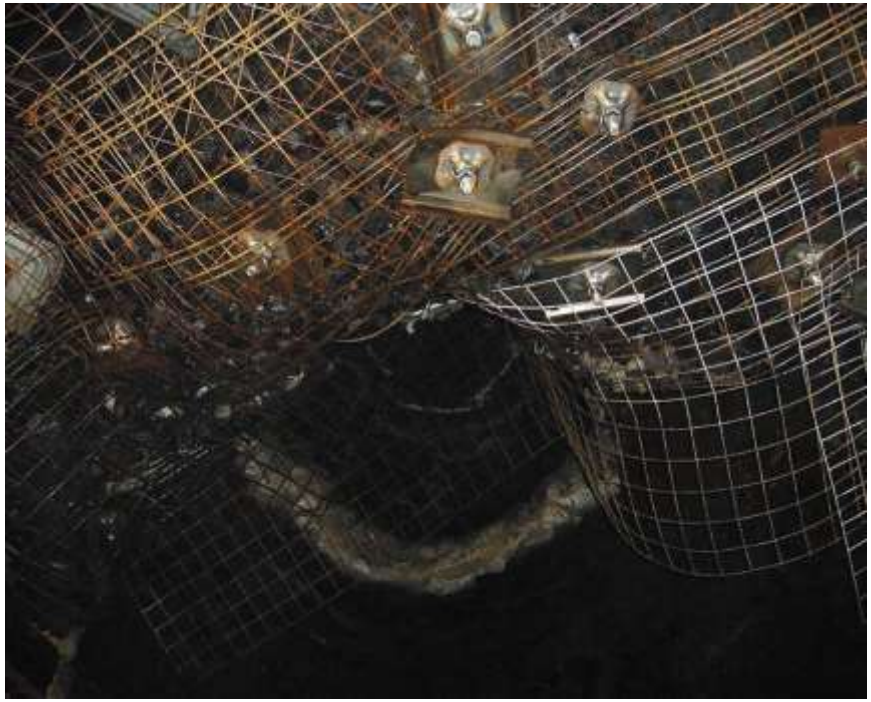
Roof Fall in Pinch-point




4. Self-drilling Bolts

Why Spile?





The Solution!

On-board /Detachable Drill Rig



Hilti Self-drilling Bolts



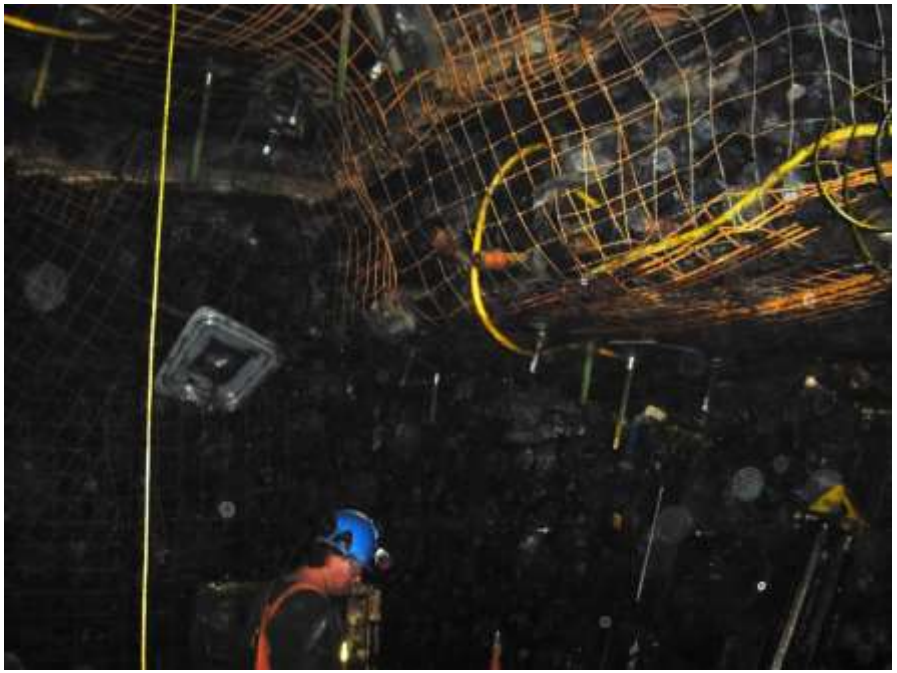
Underground Commissioning





Mining in Spiled Area

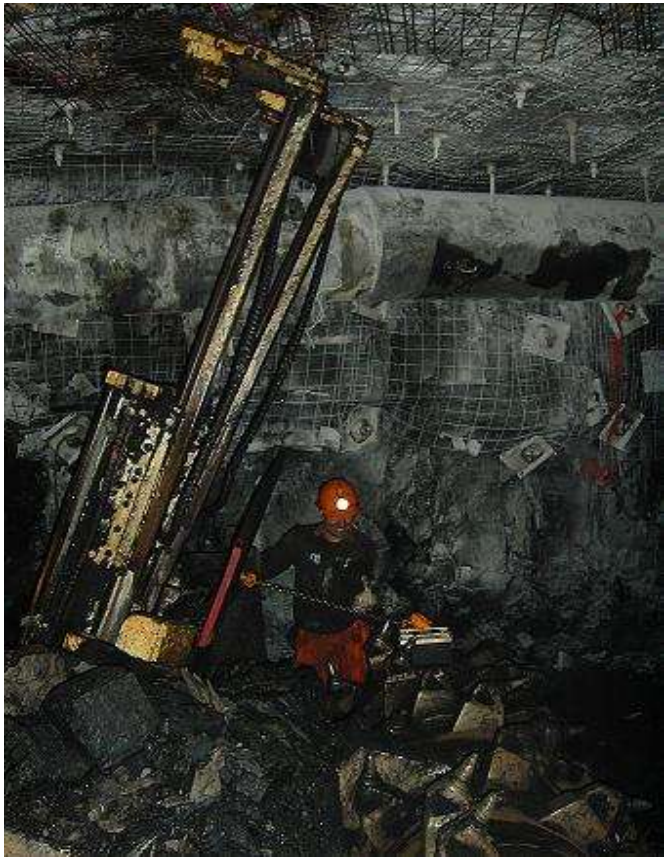





5. Fit-for-purpose Mining Equipment

Bolting Close to the Face





Bolting Close to the Face





Golder Associates

Installation of Cables

Cable Inserter (Lobster)





Cable Tensioners



Installation of Cables







Spiling Rigs



Cable Bolting Drill Rigs




6. Design and Strata Management

Strata Management

- **Strata management aims to formalise the decision making process associated with ground support design**

- **Strata management allows ground support and mining methods to be tailored to the anticipated and encountered ground conditions in a controlled manner**

Golder Associates

Strata Management

- Mining regulations specify the need for a formal strata management process

- Critical to this process is now the mandatory requirement for all mines to have a “Strata Failure Management Plan”

The Key Steps

- **Step 1 – Process**
  - Strata Failure Management Plan

- **Step 2 – Investigate**
  - Exploration
  - Geotechnical Hazard Plans

- **Step 3 – Design**
  - Model
  - Tiered Support Plans

- **Step 4 – Implement**
  - Authority to Mine (ATM)

- **Step 5 – Check**
  - Trigger Action Response Plan (TARP)
  - Monitor

Golder Associates

Strata Management Plan

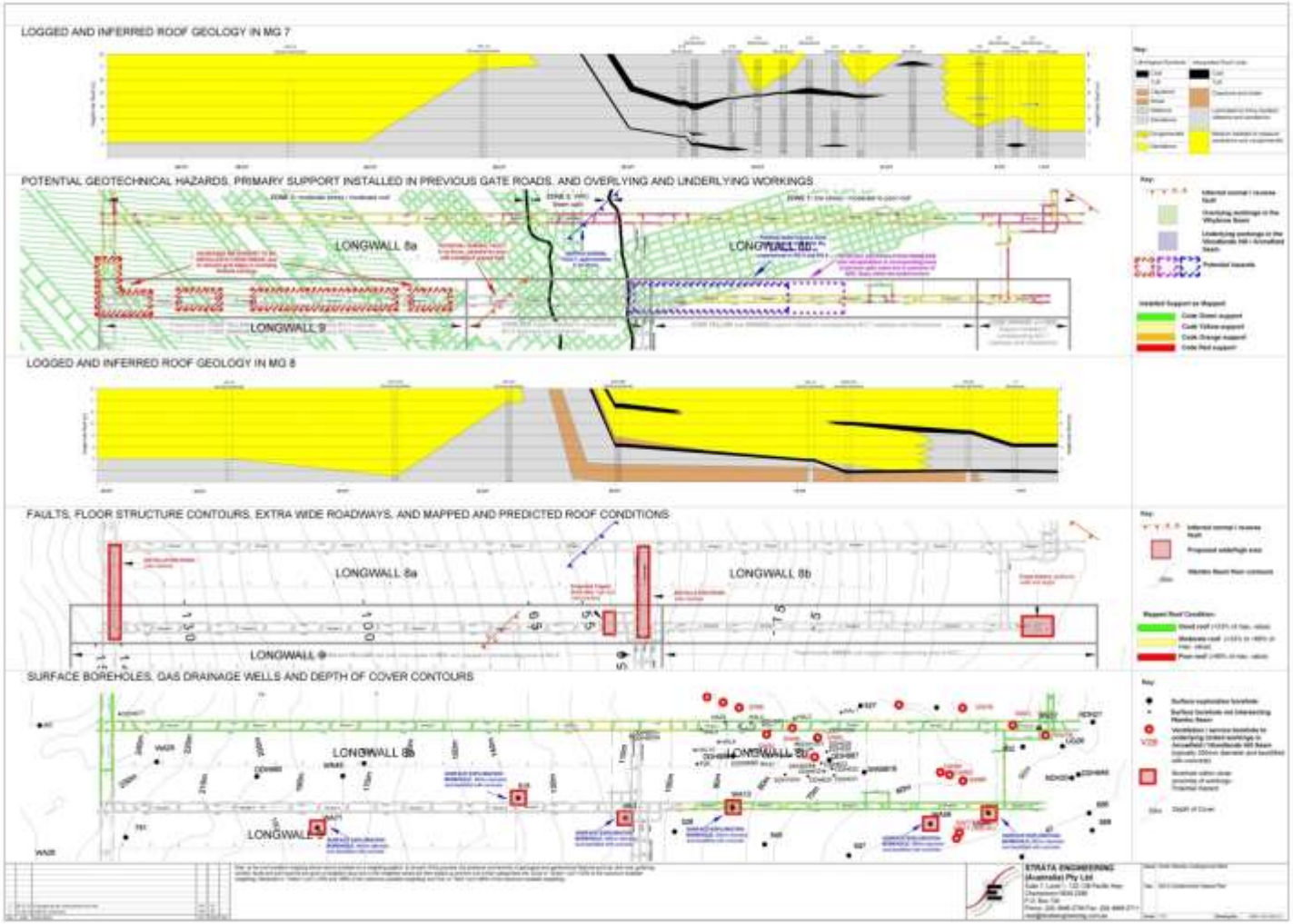
- Estimation of geological conditions likely to be encountered
- Assessment of roadway stability
- Recording of geological conditions that may affect roadway stability
- Development of support measures that will provide roadway stability in the anticipated geological conditions
- Monitoring of roadway stability
- Training
- Responsibilities

Golder Associates

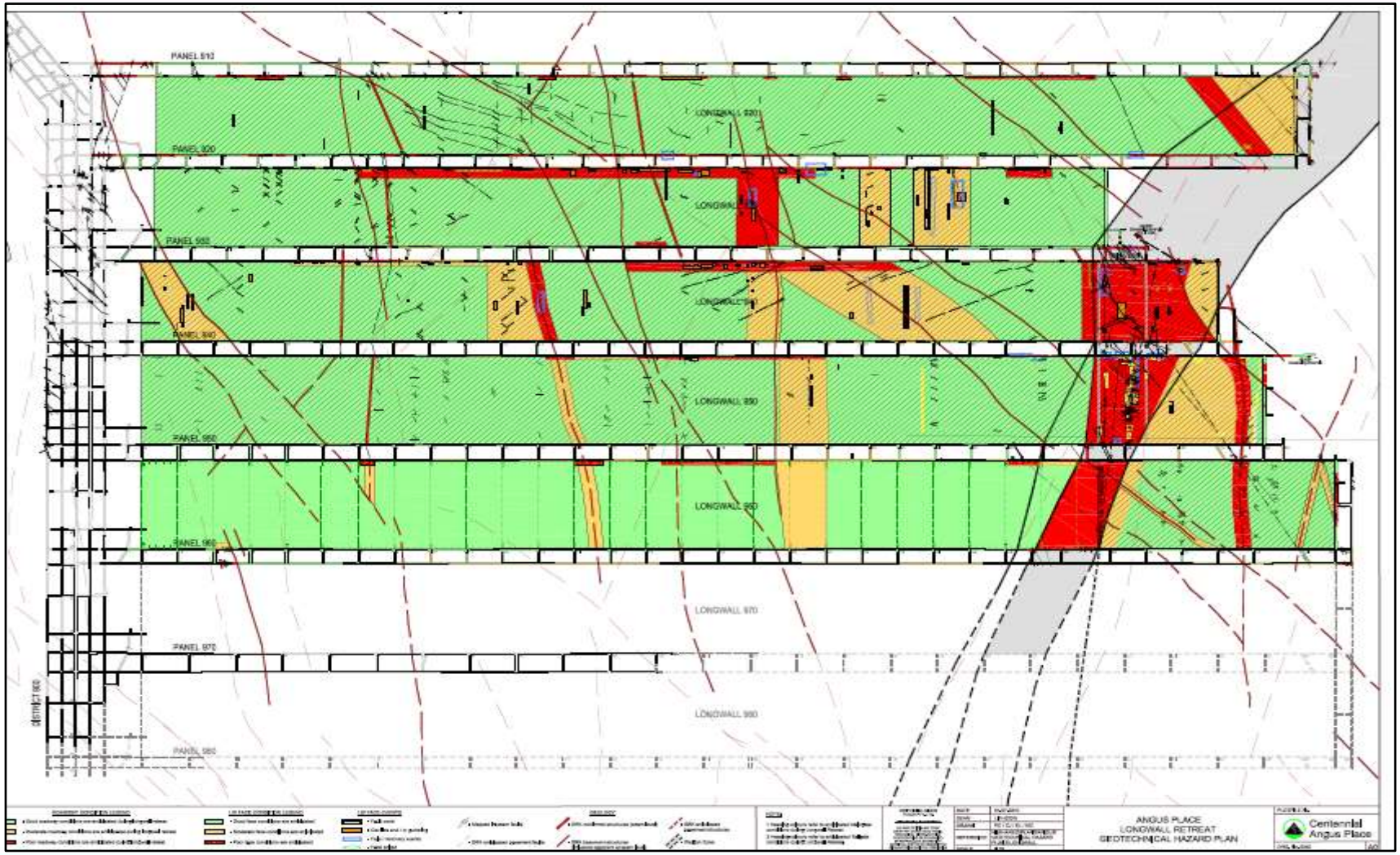
Geotechnical Hazard Plans

- **Roof condition mapping**
- **Lithology**
- **Site specific hazards**

Gate Road Roadway Development Hazard Plan



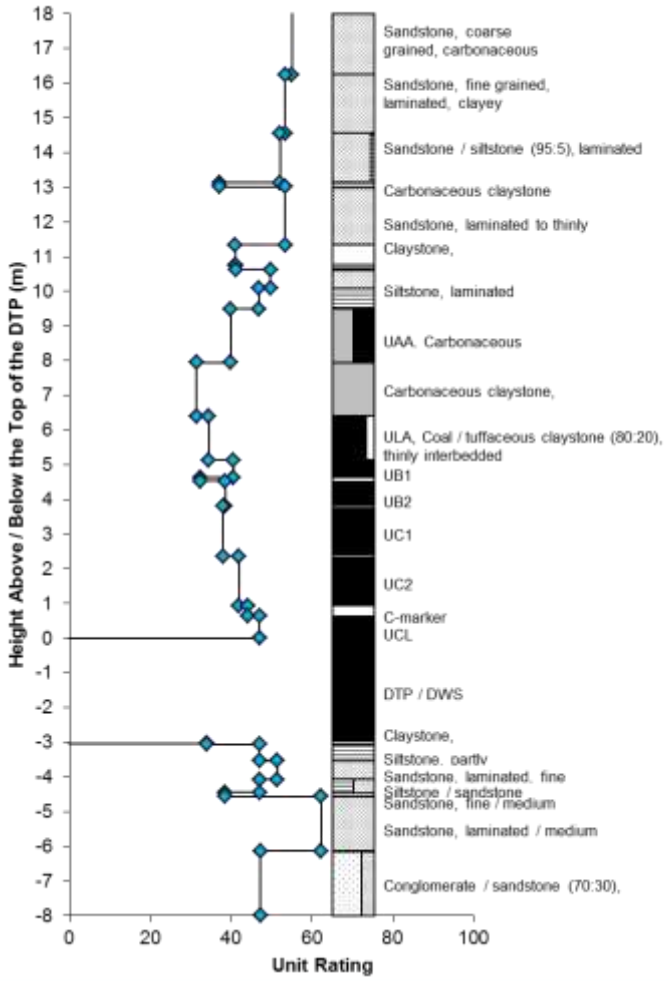
Longwall Retreat Hazard Plan



Design

- **Based primarily on empirical databases**
- **Supplemented with computer modelling**

Coal Mine Roof Rating (CMRR)



Stress Strength Ratio (SSR)

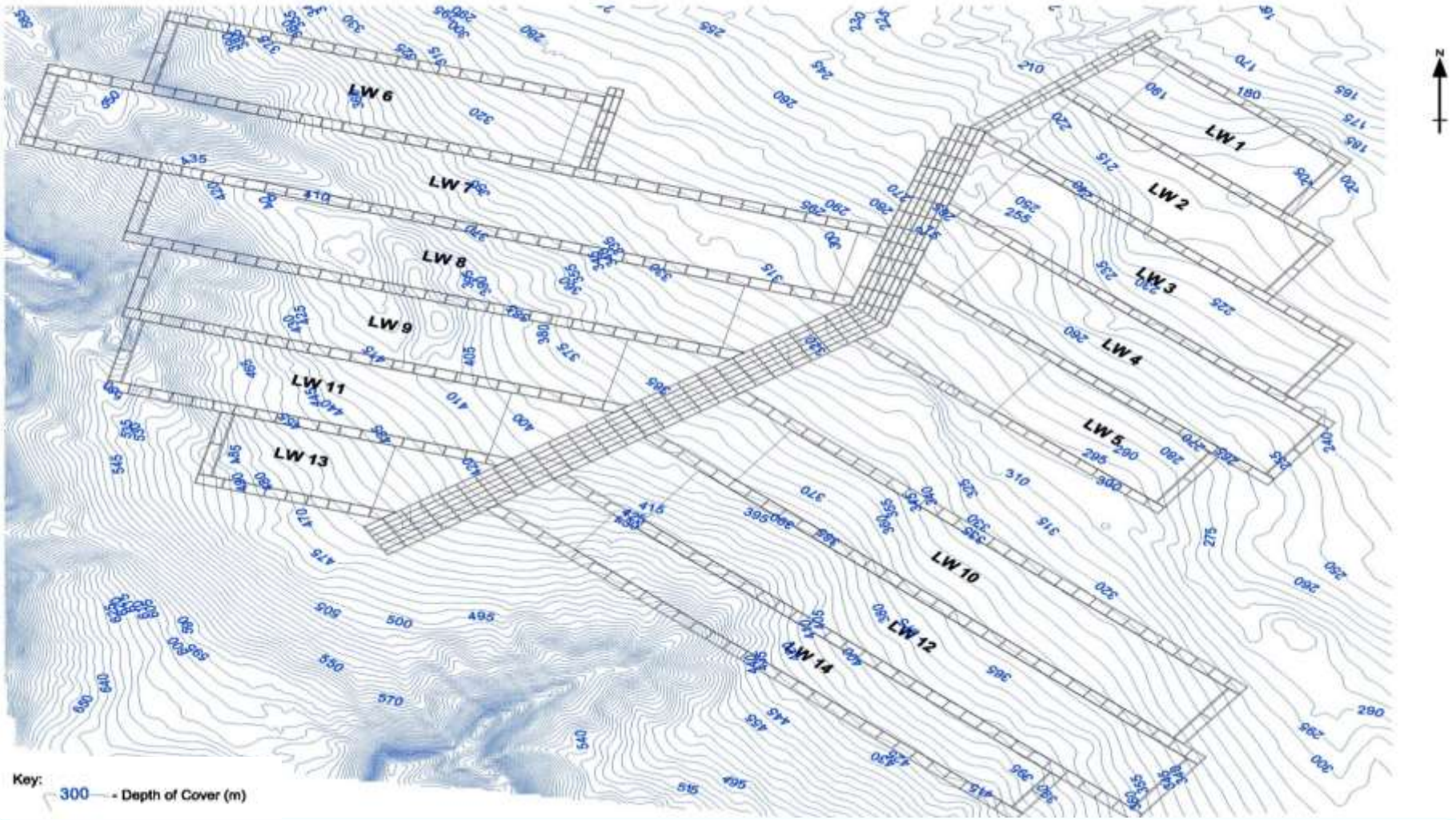
- If the Depth of Cover is divided by the CMRR, we have a measure of the roof's potential to buckle
- This is called Stress Strength Ratio (SSR)

$$SSR = \frac{Depth}{CMRR}$$

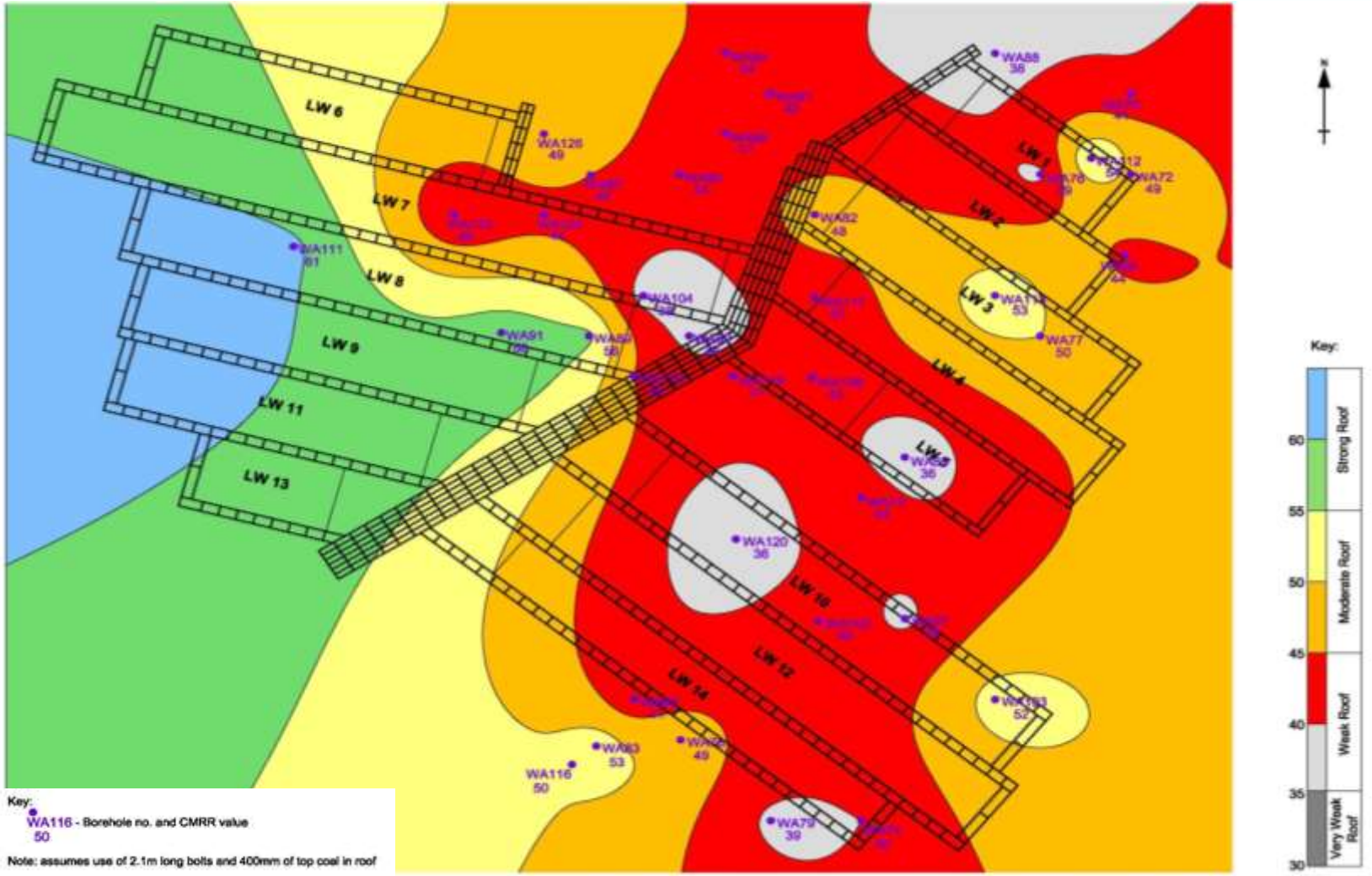
- If the roof is weak enough, even at low depths it will buckle
- Conversely, if the seam is deep enough, even strong roofs will buckle
- High values indicate high level buckling potential

Golder Associates

Depth of Cover

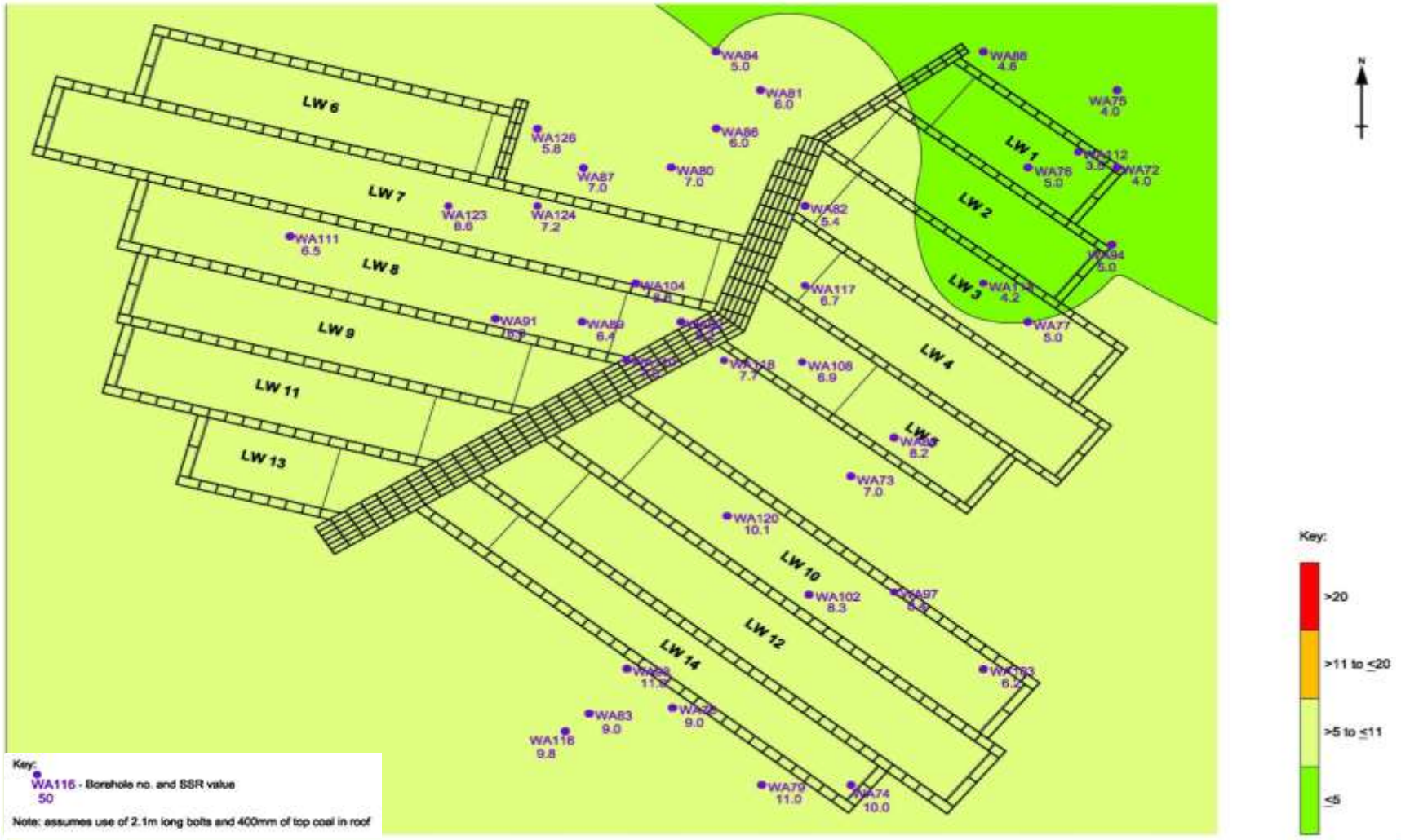


CMRR Plan

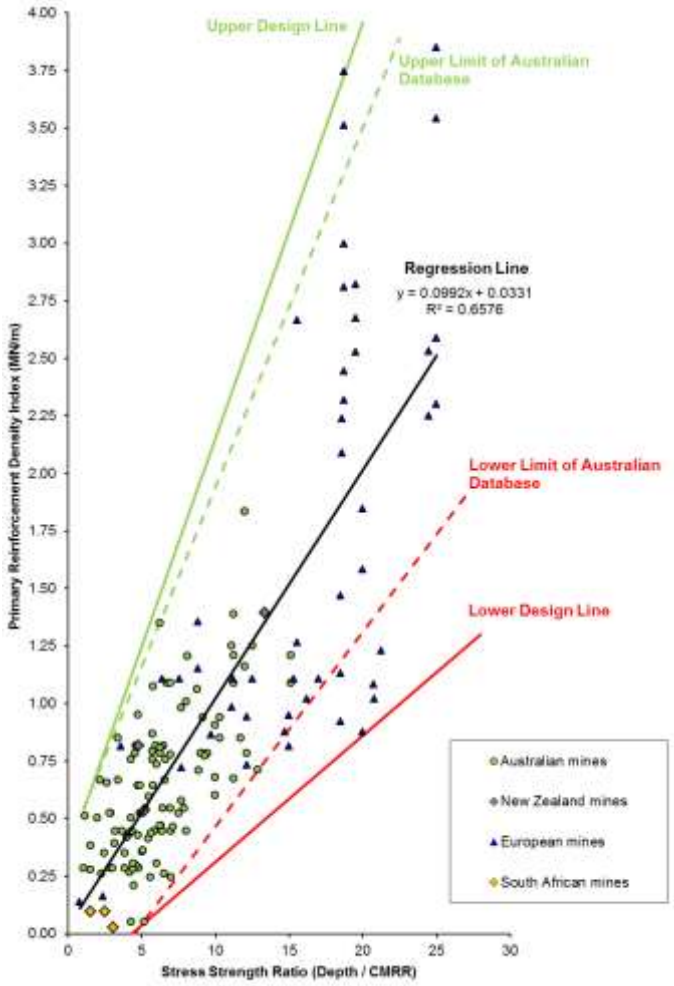


LW 6
LW 7
LW 8
LW 9
LW 11
LW 13
LW 1
LW 2
LW 3
LW 4
LW 5
LW 10
LW 12
LW 14
WA126
49
WA111
61
WA91
WA104
WA82
48
WA88
38
WA72
49
WA77
50
WA120
36
WA116
50
WA79
39
Key:
WA116 - Borehole no. and CMRR value
50
Note: assumes use of 2.1m long bolts and 400mm of top coal in roof
Key:
60
55
50
45
40
35
30
Strong Roof
Moderate Roof
Weak Roof
Very Weak Roof

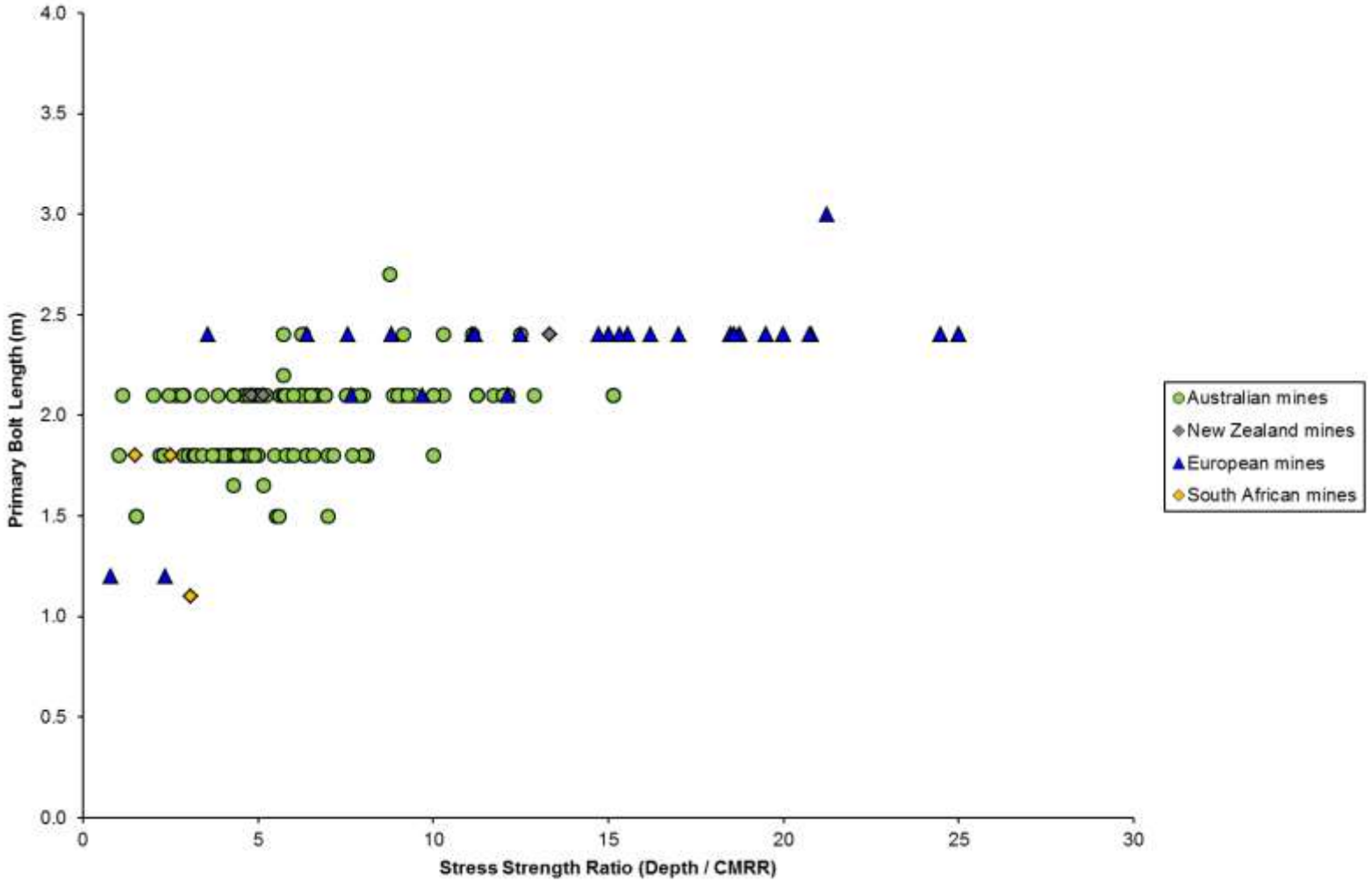
Stress Strength Ratio Plan



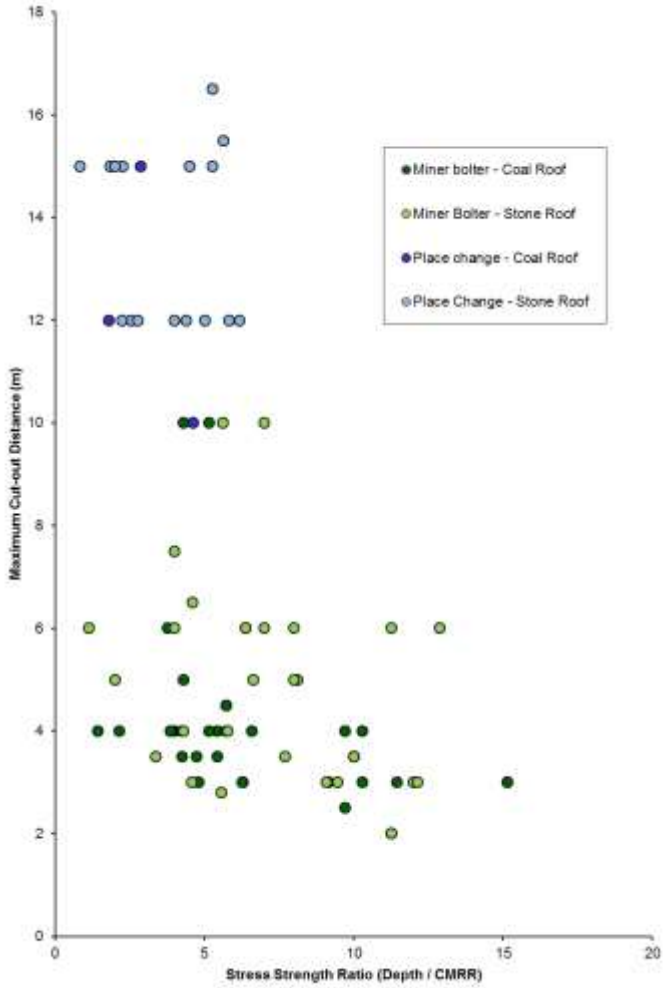
Stress Strength Ratio v. Primary Support Density



Stress Strength Ratio v. Bolt Length

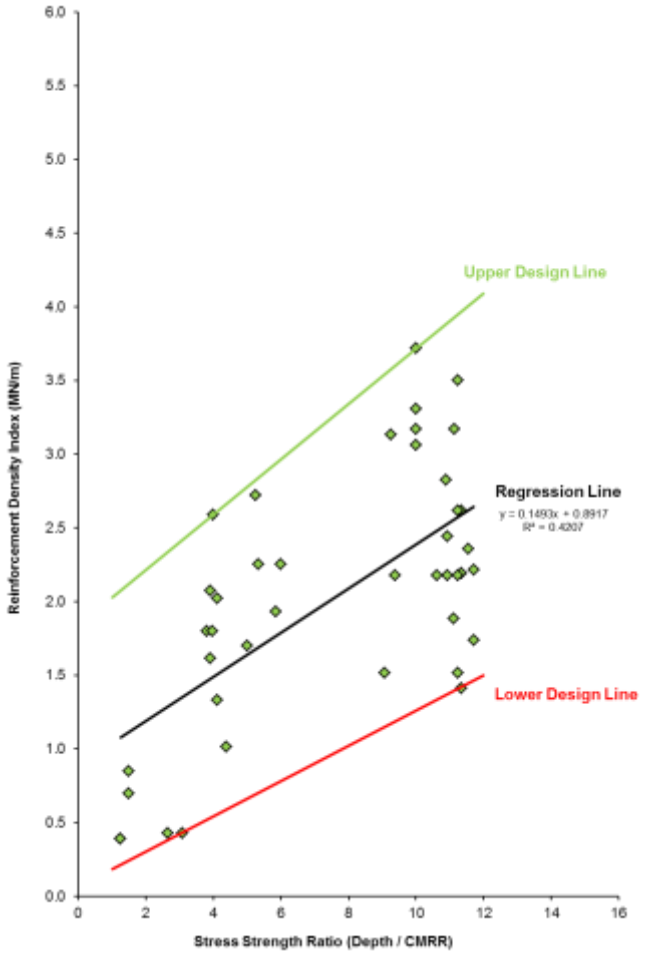


Stress Strength Ratio v. Cut-out Length

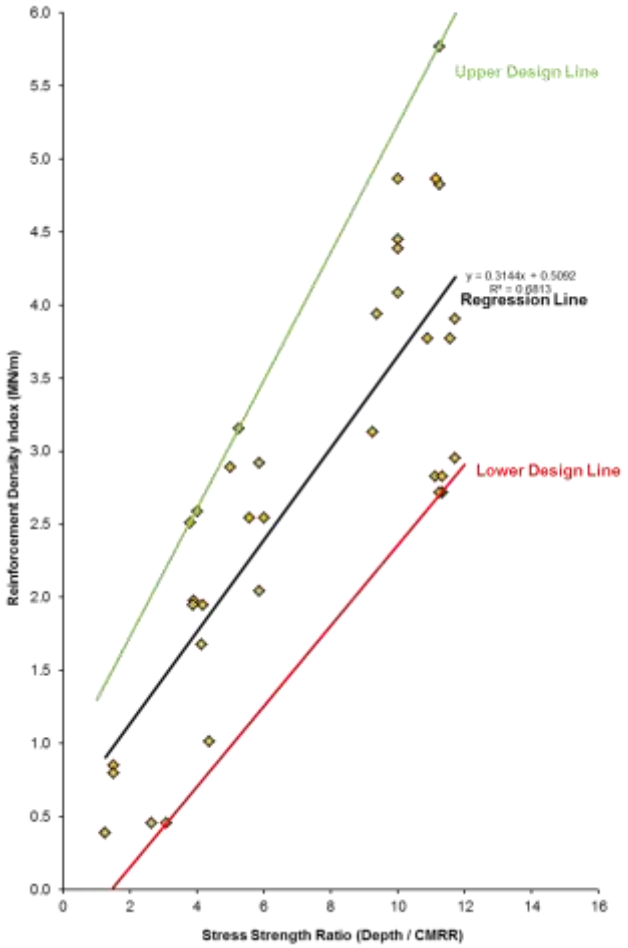


Stress Strength Ratio v. Secondary Support Density – Major Horizontal Stress Notch

Roadways



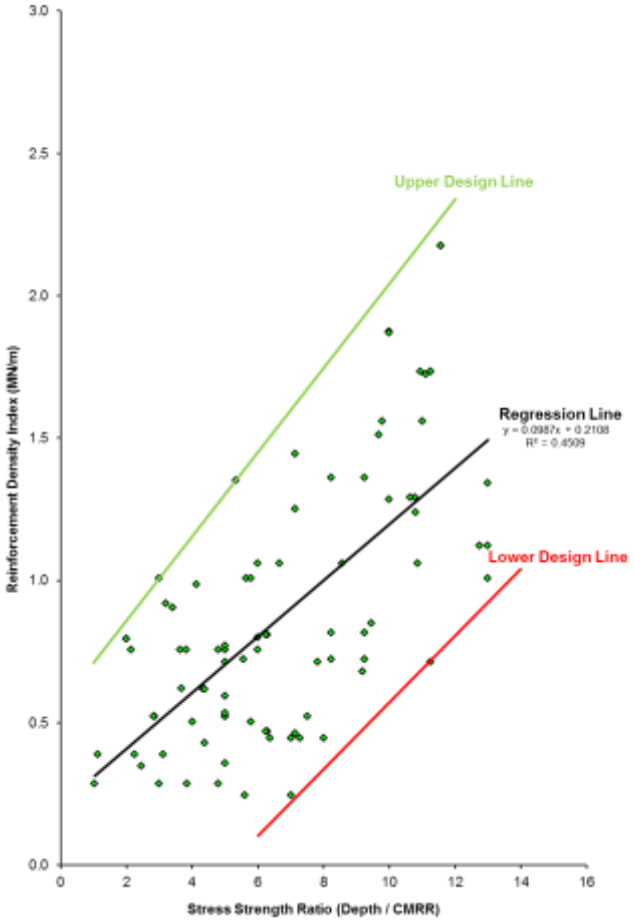
Intersections



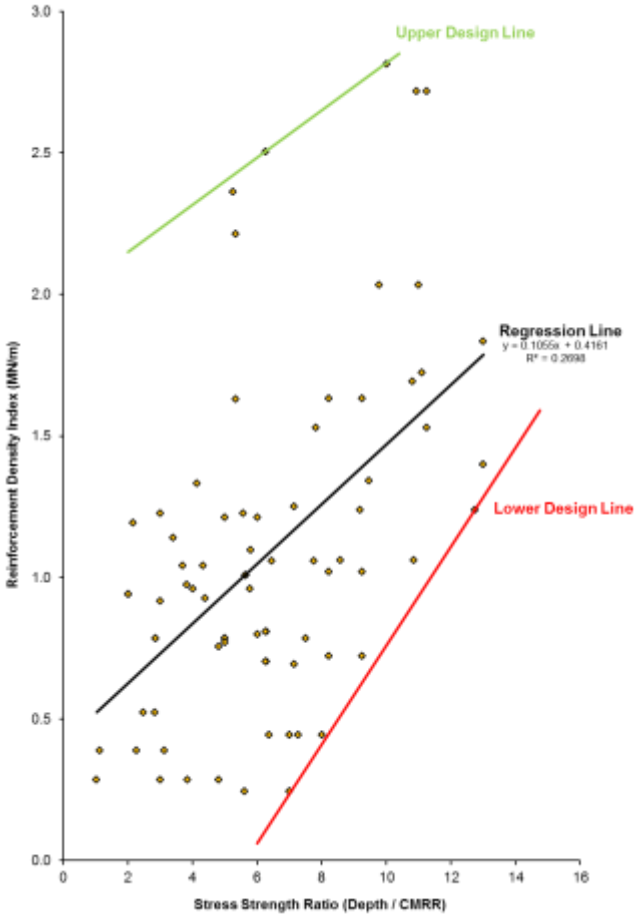
Golder Associates

Stress Strength Ratio v. Secondary Support Density – Minor Horizontal Stress Notch

Roadways



Intersections



Golder Associates

Tiered Support Plans

- **Most mines no longer operate on a single set of minimum support plans and the principle that "nothing shall prevent the installation of more support"**

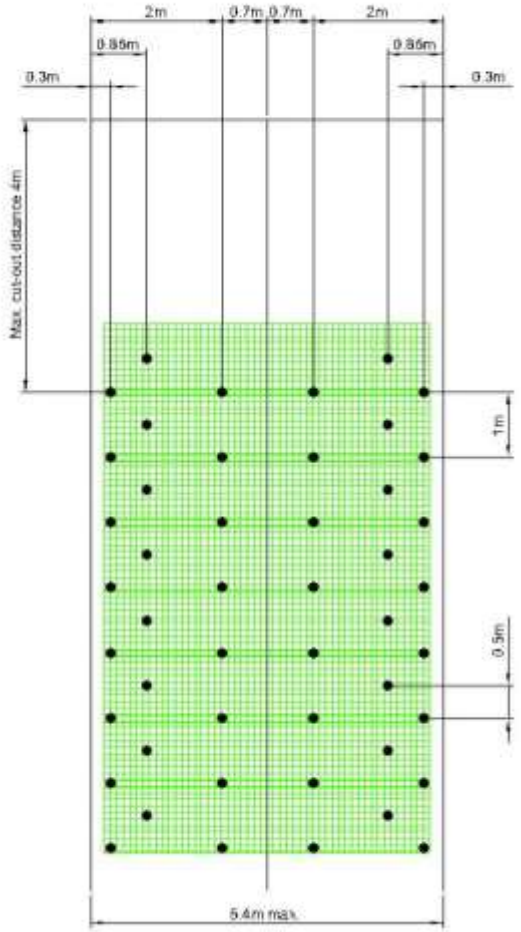
- **Most support plans are now set in a tiered structure where the density, length and/or capacity of the support are tailored to an assumed set of ground conditions**

- **To simplify the process, often these plans are colour coded**

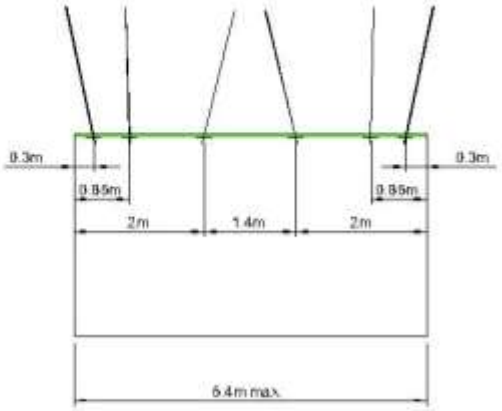
Golder Associates

Code Green – Good Roof

Plan View



Section View



1. Dimensions

- Maximum roadway width 5.4m

2. Roof Bolt Standards

- 2.1m long 24mm diameter X-grade bolts
- 150 x 150mm square 5mm thick deformed plates (or equivalent)
- Butterfly plate if bolt installed outside of overlapped mesh
- 5 x 1.15m steel mesh sheet
- Encapsulated along the maximum length possible with a two-speed resin capsule
- Minimum of 8 tonnes pre-load

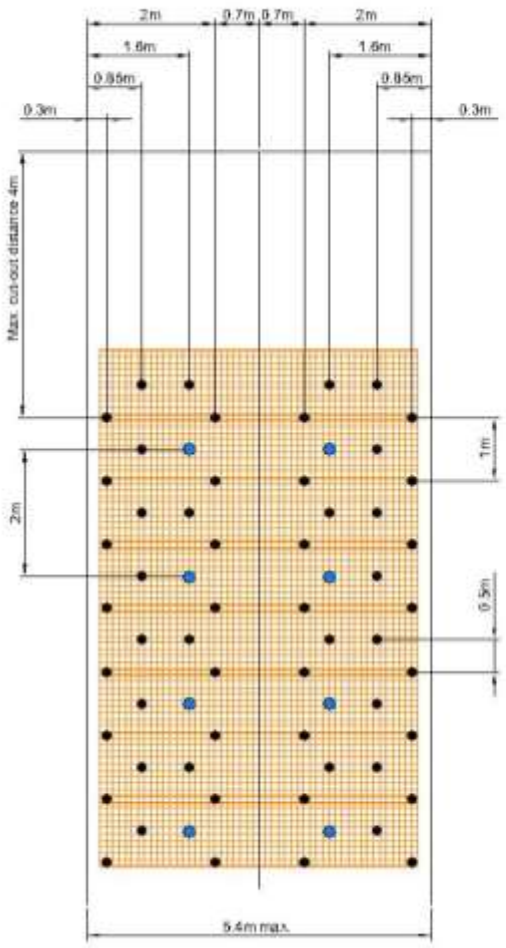
3. General Notes

- All support to be installed to a tolerance of +/- 100mm
- Maximum cut-out distance in bays of last completed row of roof support 4m
- Any bolt installed incorrectly shall have a replacement bolt installed as near as practical to the original bolt location
- These are the manager's minimum support rules and must be read in conjunction with the TARP and the conditions of the Strata Failure Management Plan (refer Clause 32, CMH&S Regulation 2006)
- Nothing in these rules shall prevent any person from installing additional support as required due to mining conditions or for reasons of safety

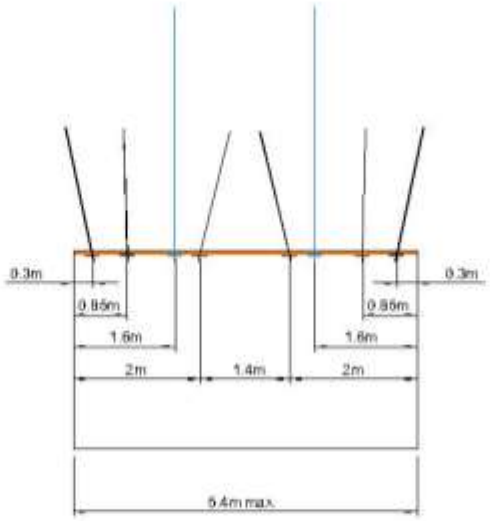
Golder Associates

Code Orange - Moderate Roof

Plan View



Section View



1. Dimensions

- Maximum roadway width 5.4m

2. Roof Bolt Standards

- 2.1m long 24mm diameter X-grade bolts
- 150 x 150mm square 5mm thick deformed plates (or equivalent)
- Butterfly plate if bolt installed outside of overlapped mesh
- 5 x 1.15m steel mesh sheet
- Encapsulated along the maximum length possible with a two-speed resin capsule
- Minimum of 8 tonnes pre-load

3. 4m Cable Bolt Standards

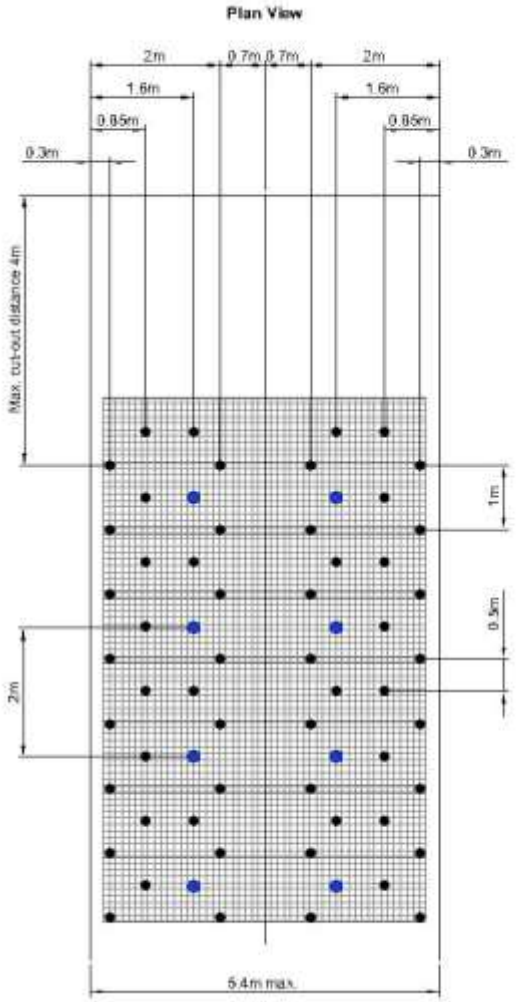
- 4m long 60 tonne capacity cables
- 300 x 300mm square 12mm thick domed plates (or equivalent)
- All cables to be encapsulated along the maximum length possible with a two speed resin system
- All cables to be pre-tensioned to between 5 and 6 tonnes

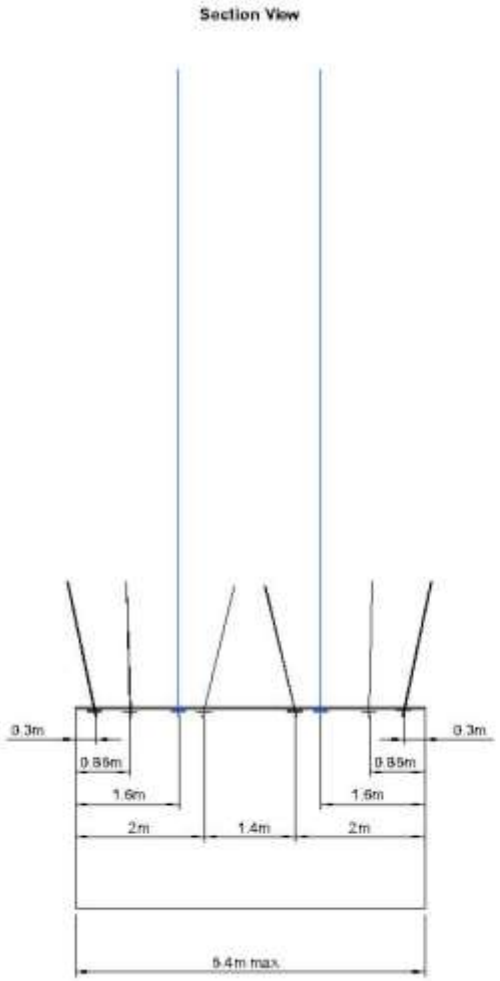
4. General Notes

- All support to be installed to a tolerance of +/- 100mm
- Maximum cut-out distance inbye of last completed row of roof support 4m
- Any bolt installed incorrectly shall have a replacement bolt installed as near as practical to the original bolt location
- These are the manager's minimum support rules and must be read in conjunction with the TARP and the conditions of the Strata Failure Management Plan (refer Clause 32, CMH&S Regulation 2006)
- Nothing in these rules shall prevent any person from installing additional support as required due to mining conditions or for reasons of safety

Golder Associates

Code Black - Poor Roof





1. Dimensions

- Maximum roadway width 5.4m

2. Roof Bolt Standards

- 2.1m long 24mm diameter X-grade bolts
- 150 x 150mm square 5mm thick deformed plates (or equivalent)
- 280 x 300mm butterfly plate if bolt installed outside of overlapped mesh
- 5 x 1.15m steel mesh sheet
- Encapsulated along the maximum length possible with a two-speed resin capsule
- Minimum of 8 tonnes pre-load

3. 10m Cable Bolt Standards

- 10m long 60 tonne capacity bulbed or bird-caged cables
- 300 x 300mm square 12mm thick domed plates (or equivalent)
- All cables to be point anchored with resin and fully encapsulated with grout
- All cables to be pre-tensioned to a jack load of 20 to 25 tonnes within 5m of the face
- All cables to be post-grouted within 100m of the development face or as specified in the TARP

4. General Notes

- All support to be installed to a tolerance of +/- 100mm
- Maximum cut-out distance in bys of last completed row of roof support 4m
- Any bolt installed incorrectly shall have a replacement bolt installed as near as practical to the original bolt location
- These are the manager's minimum support rules and must be read in conjunction with the TARP and conditions of the Strata Failure Management Plan (refer Clause 32, CMH&S Regulation 2006
- Nothing in these rules shall prevent any person from installing additional support as required due to mining conditions or for reasons of safety

Golder Associates

Implement

- **The aim of an ATM is two-fold:**

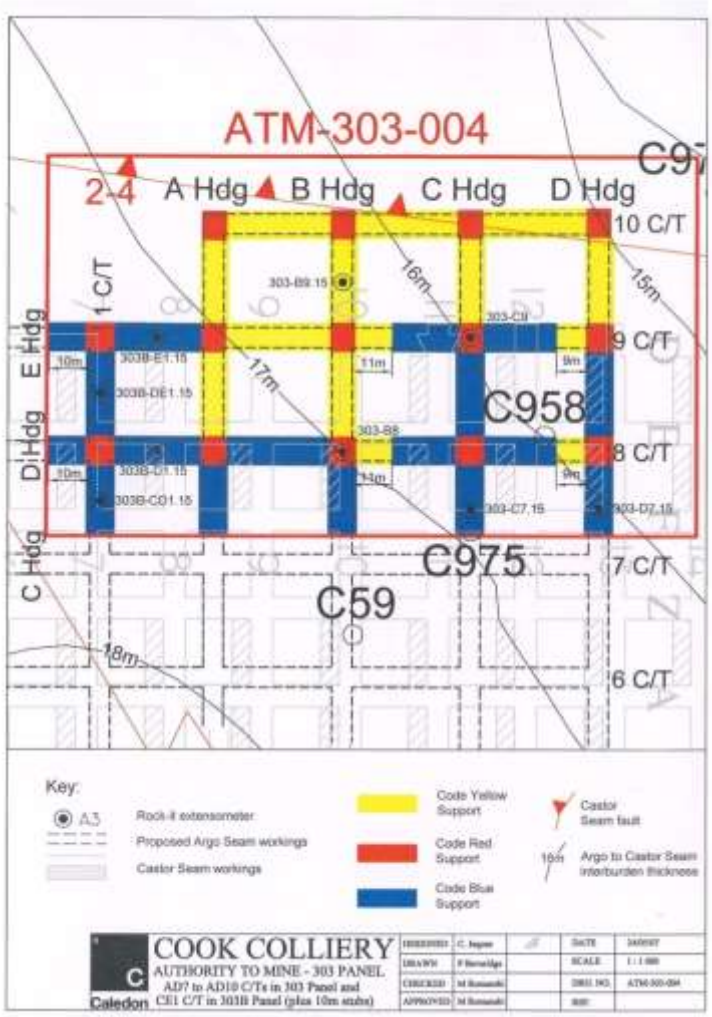
  (i) To forewarn the operators of any anticipated changes in ground conditions

  (ii) To ensure that the operators understand what primary support should be installed where during roadway development

- **Effectively, the ATM summarises the output of the Geotechnical Hazard Plan and uses this data to tailor the support design to the anticipated ground conditions**

Golder Associates

Authority to Mine



Check

- **Trigger Action Response Plans or TARPs**
- **Monitoring**

TARPs

- Be simple and easily understood by the workforce
- Focus on the key geotechnical drivers
- Guide and empower the operators to make the correct decision
- Focus on the lines of communication between management and the workforce

TARPs

Cook Colliery – Roadway Development TARP

Date: _____ Shift: _____ ERZ Controller: _____ Shift Supervisor: _____ On-coming Shift Supervisor: _____

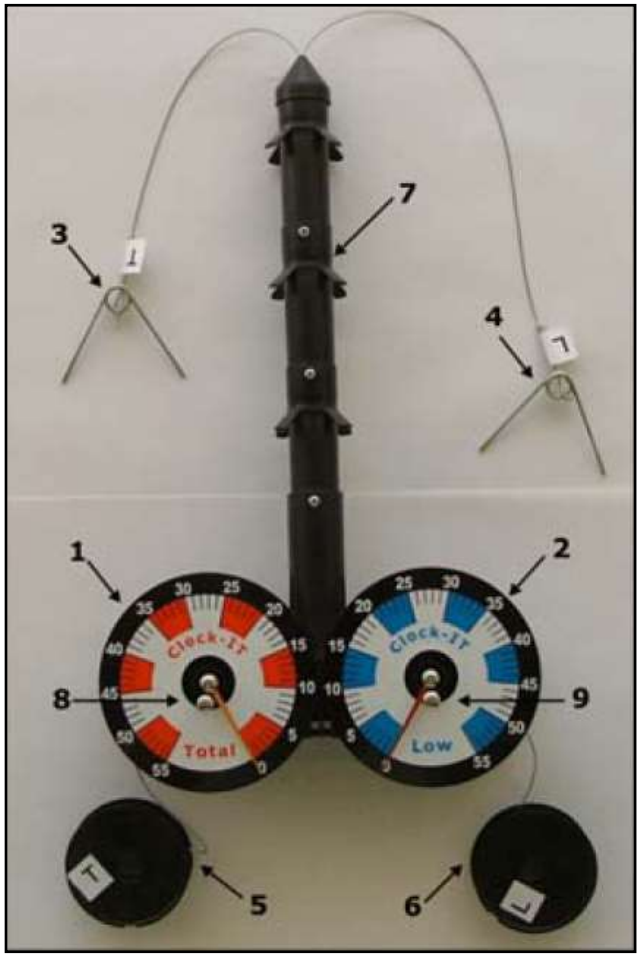
Face position at S.O.S: _____ Face position at E.O.S: _____ (Revision No. 2)

MINER LENGTH OF FACE	TRIGGER	LOCATION	ACTION IF TRIGGER ACTIVATED
Roof Deformation	None present		• Install Code Yellow support
	Guttering or cavity to a height of less than 100mm		• Install Code Yellow support 5m either side of affected area • Assess with Shift Supervisor whether additional support is required
	(i) Any sag or (ii) Guttering or cavity to a height of greater than 100mm		• Install Code Red support 5m either side of affected area and a tell-tale • Assess with Shift Supervisor whether additional support is required
Geological Structure	None present		• Install Code Yellow support
	Joints or joint swarms		• Install Code Yellow support 5m either side of affected area • Assess with Shift Supervisor whether additional support is required
	Fault or mid-angled structure		• Install Code Red support 5m either side of affected area and a tell-tale • Assess with Shift Supervisor whether additional support is required
Rib Deformation	None present or rib spall to a depth less than 100mm		• Install Code Yellow Support
	Rib spall to a depth of greater than 100mm		• If roadway, install Code Blue support 5m either side of affected area • If intersection, install Code Red support 5m either side of affected area • Assess with Shift Supervisor whether additional support is required
OUTBYE OF MINER			
Fresh Deformation	Fresh roof guttering, sag or rib spall		• Assess with Shift Supervisor whether additional support and/or a tell-tale is required
	Fresh roof guttering or sag and audible fracturing		• Install 2 x 8m cables every 2m, 5m either side of affected area and a tell-tale • Assess with Shift Supervisor whether additional support is required
Measured Roof Displacement	Greater than 10mm		• Assess with Shift Supervisor whether additional support is required
	Greater than 50mm		• Install 2 x 8m cables every 2m, 5m either side of affected area • Assess with Shift Supervisor whether additional support is required

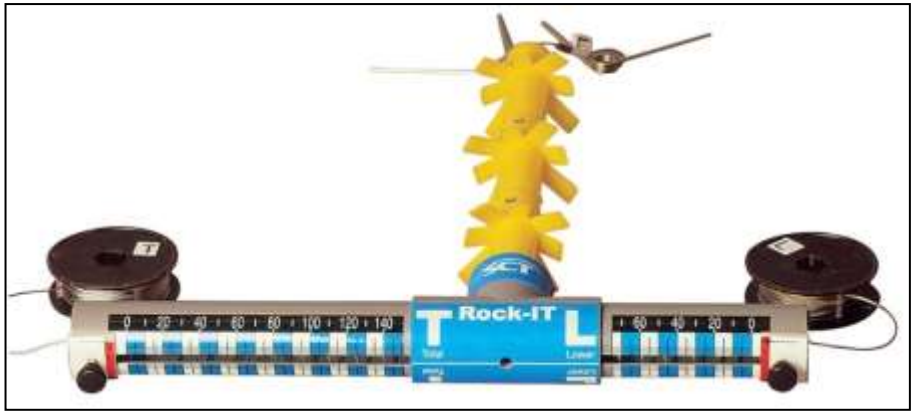
Golder Associates

Monitoring

Clock-it Extensometer



Rock-it Extensometer

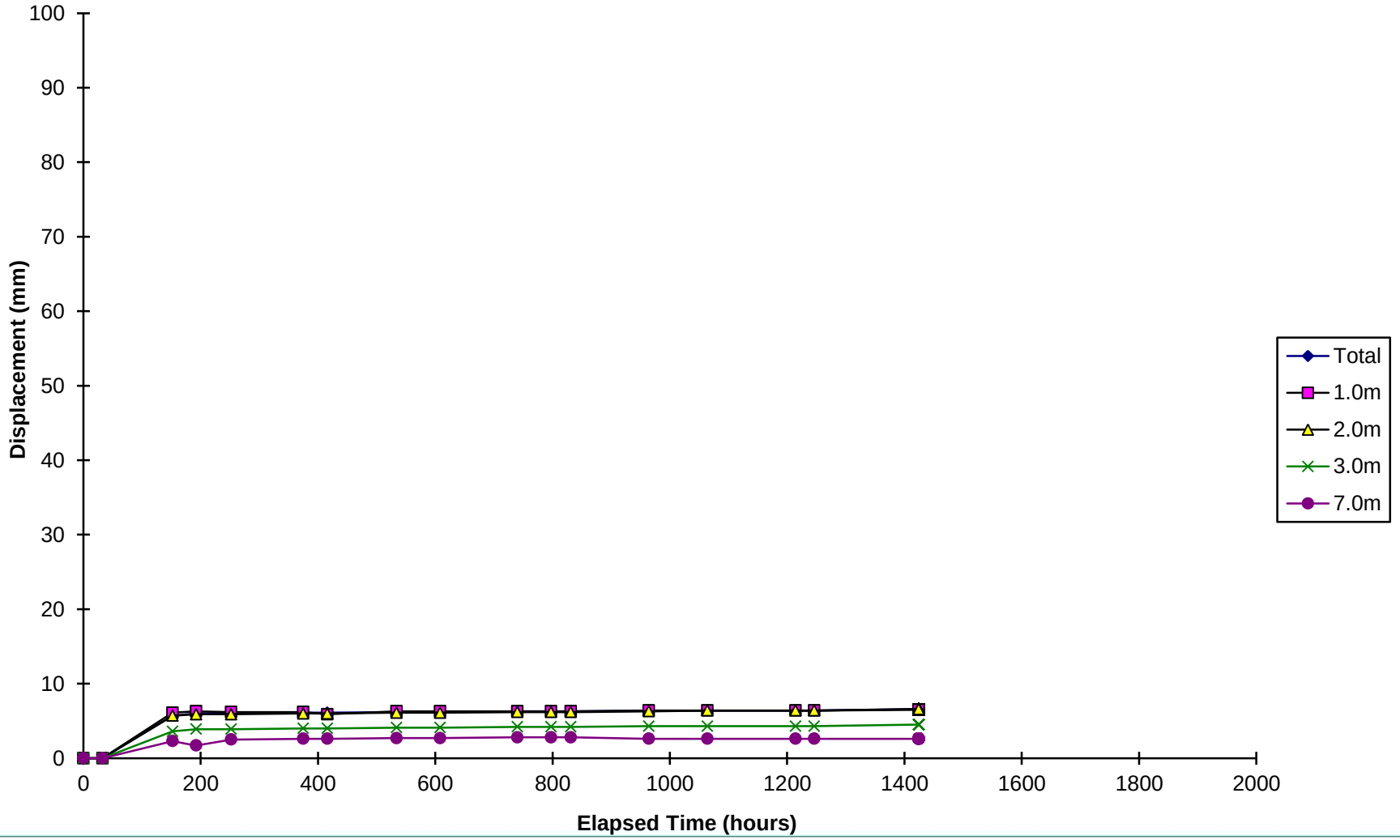


GEL Extensometer

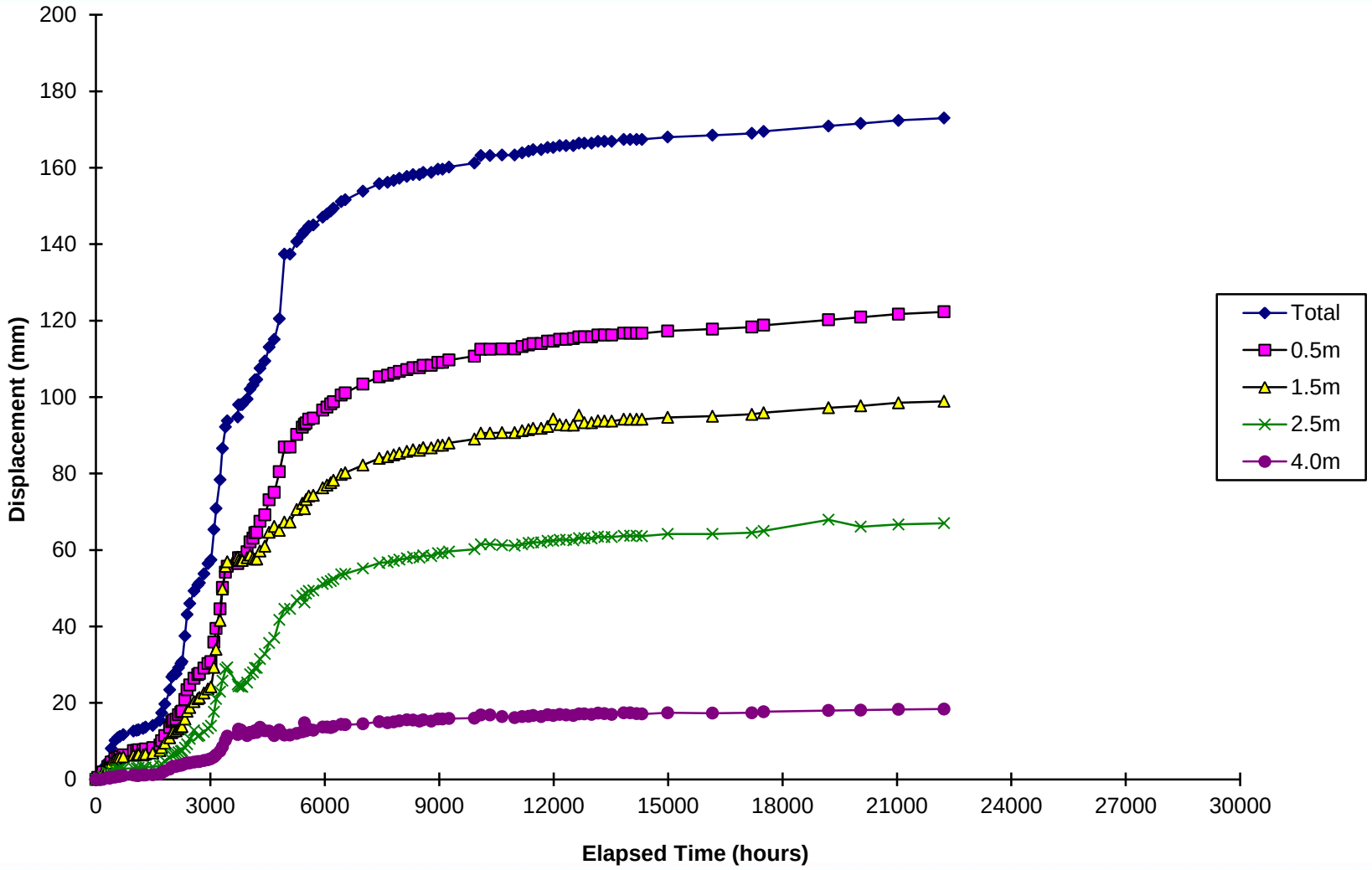


Golder Associates

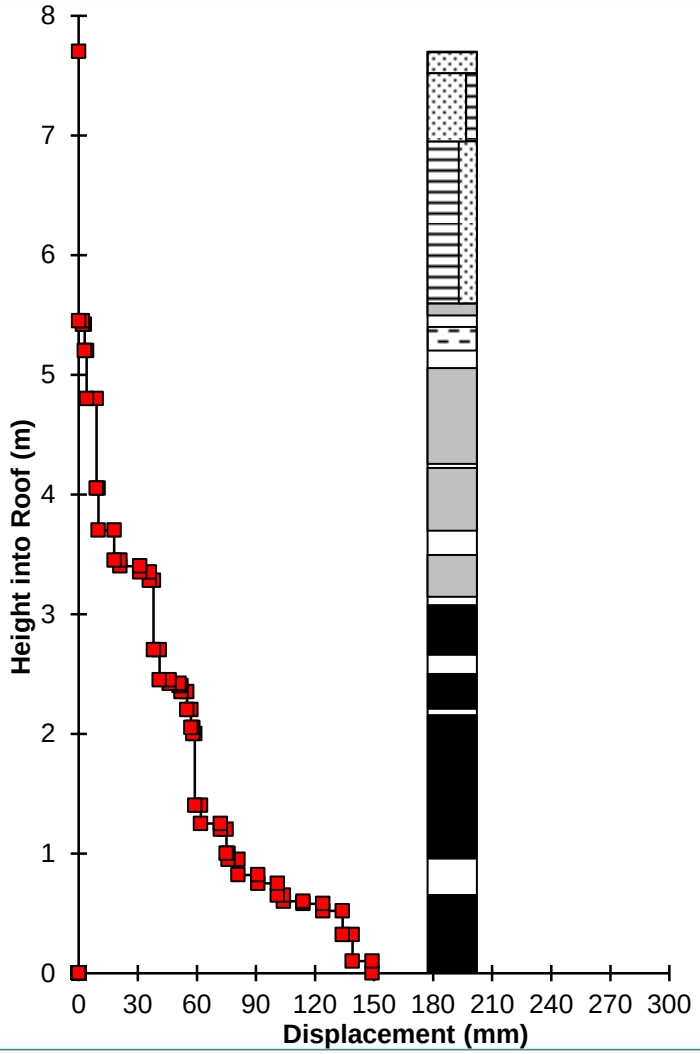
Monitoring Results – Static Roof



Monitoring Results – Buckling Roof



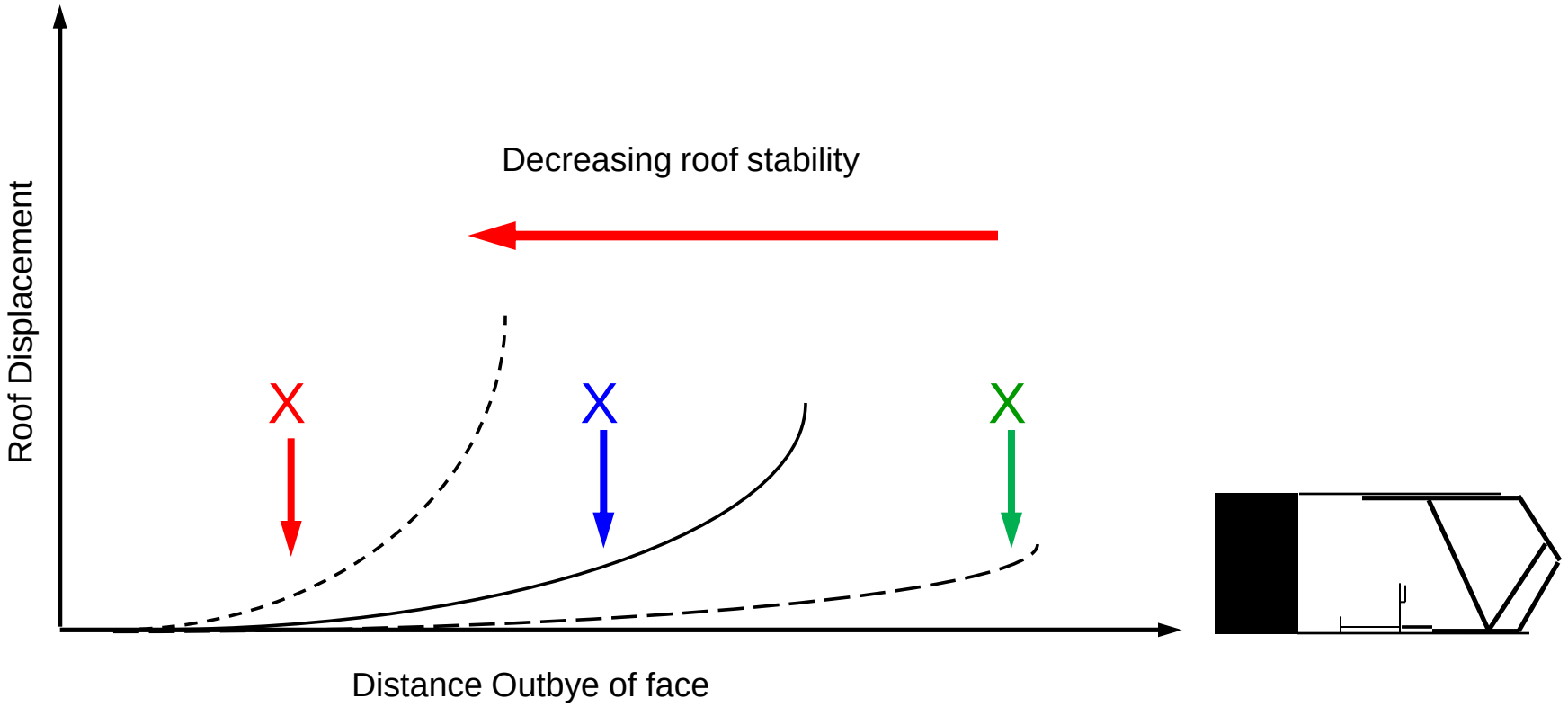
Borescoping





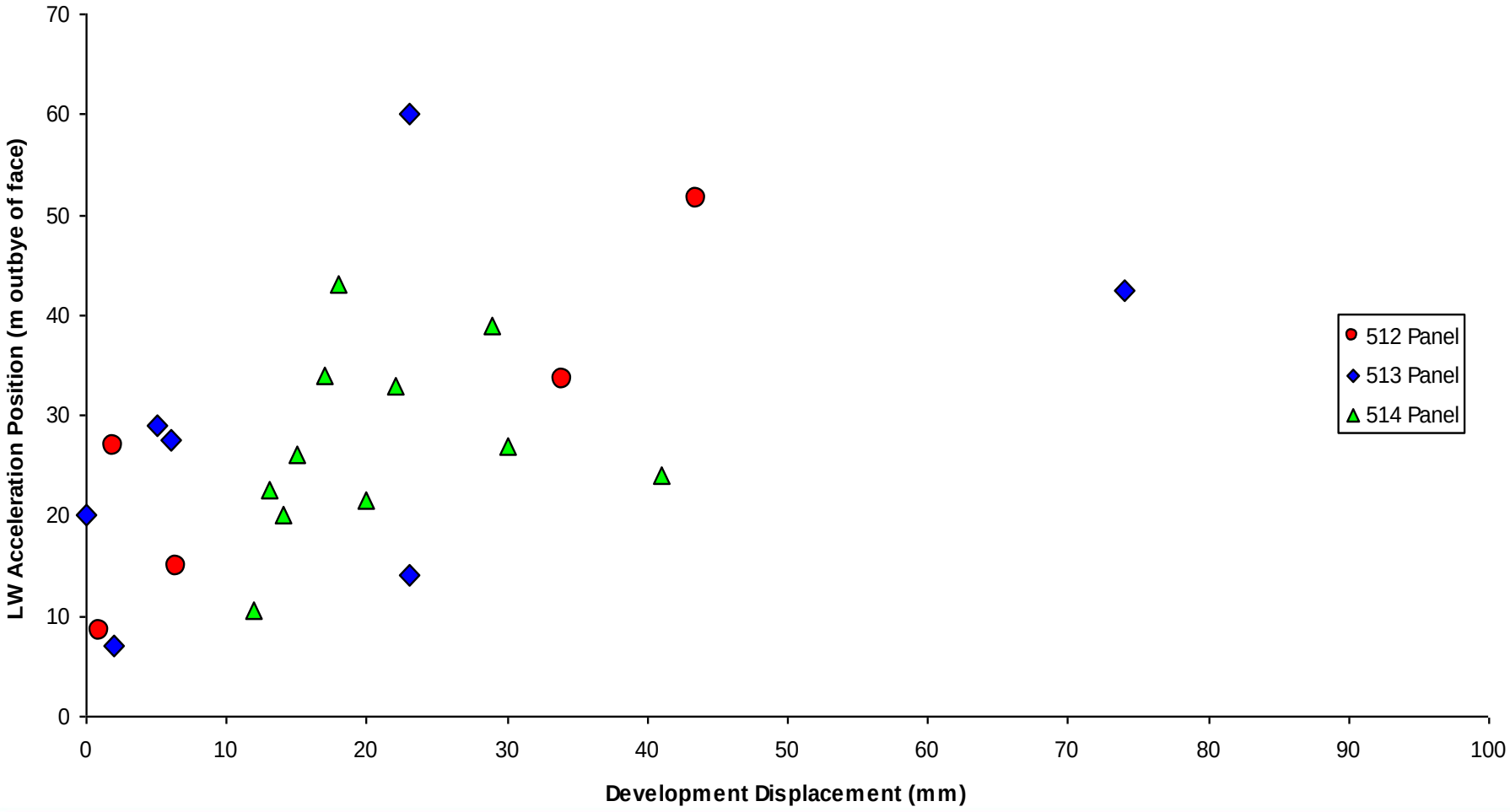


LW Acceleration Concept

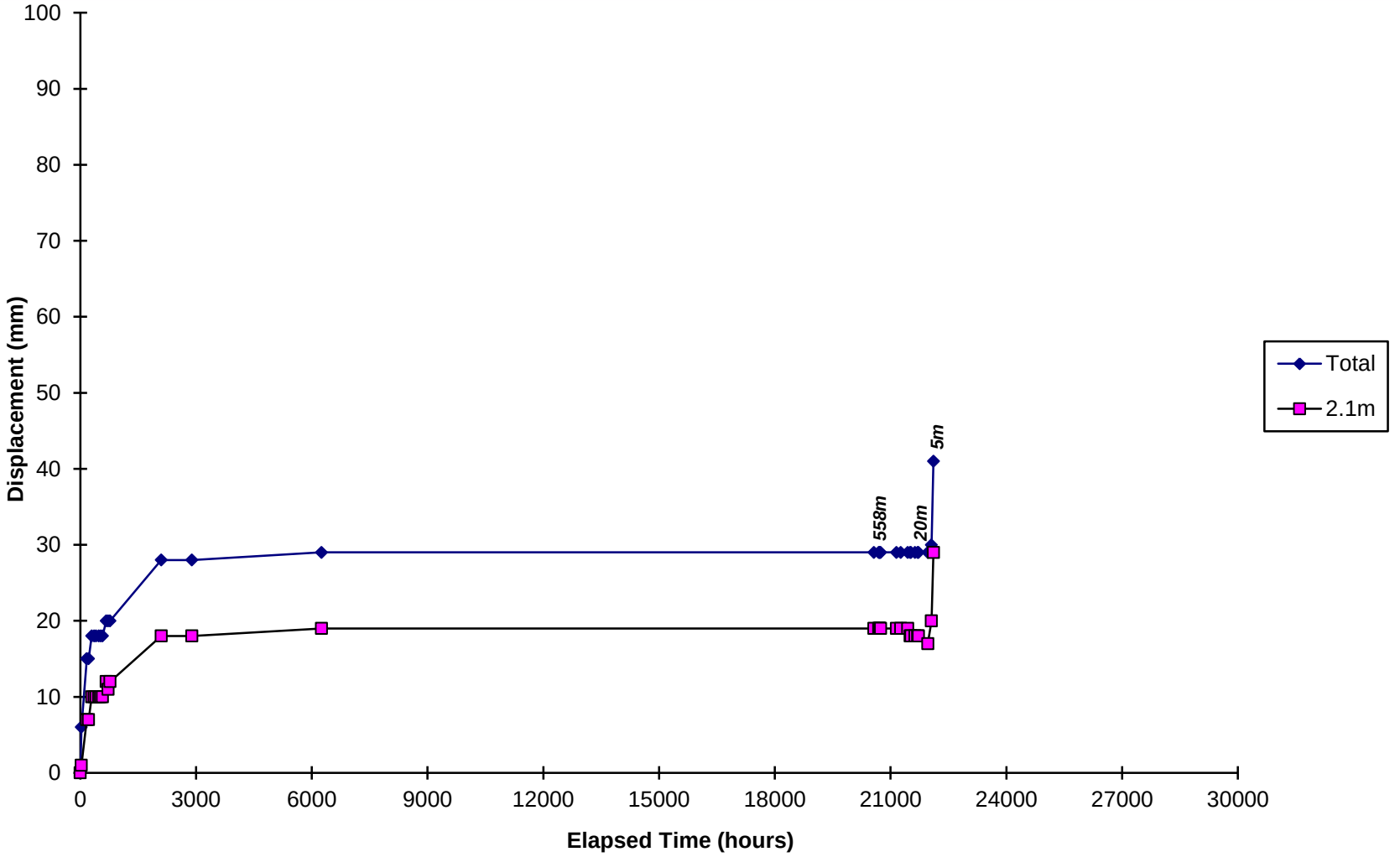


X = LW Acceleration Position
(ie, distance outbye of longwall face where the roof displacement rate >10mm/week)

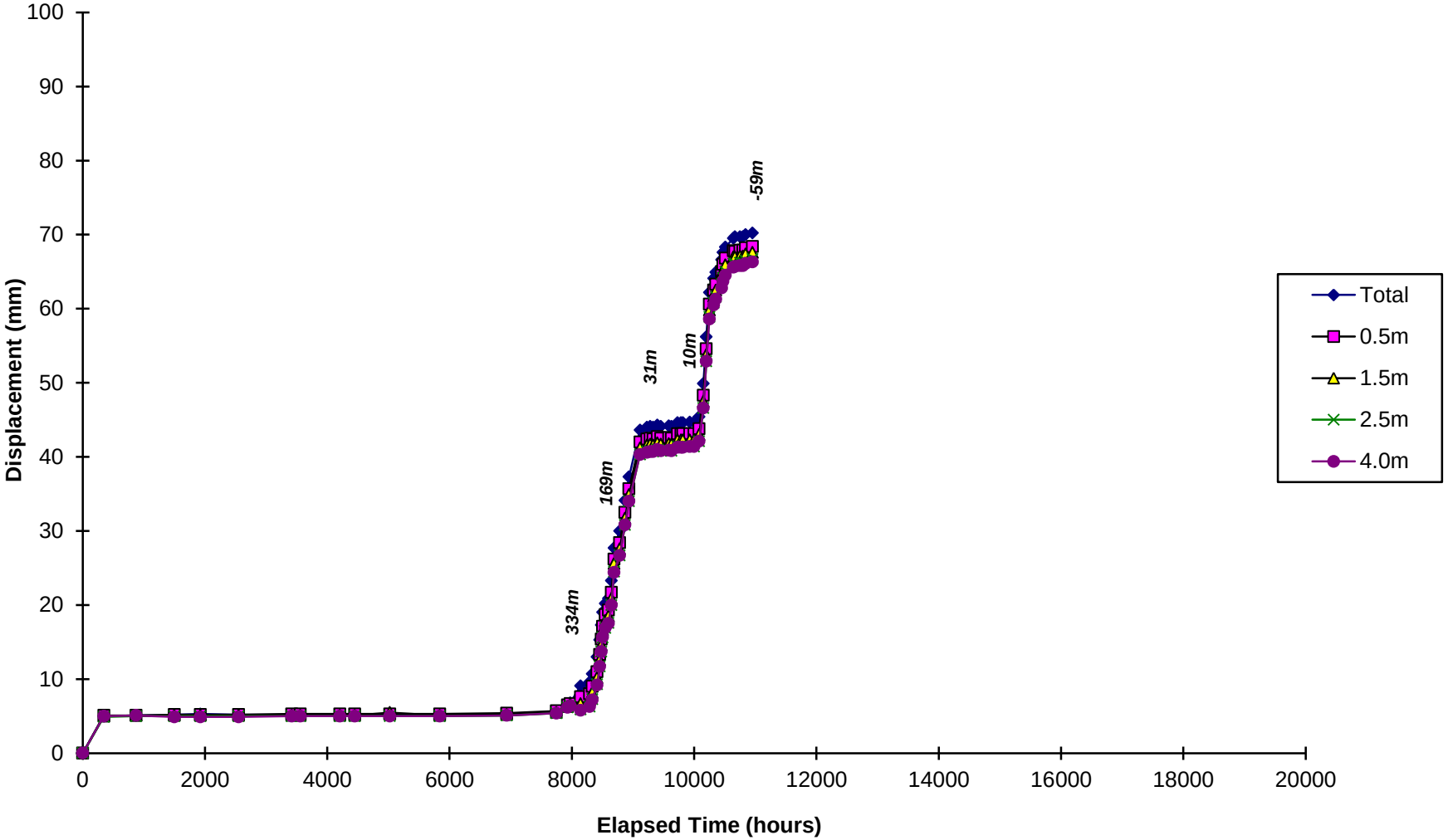
Relationship between Development Displacement and LW Acceleration Position



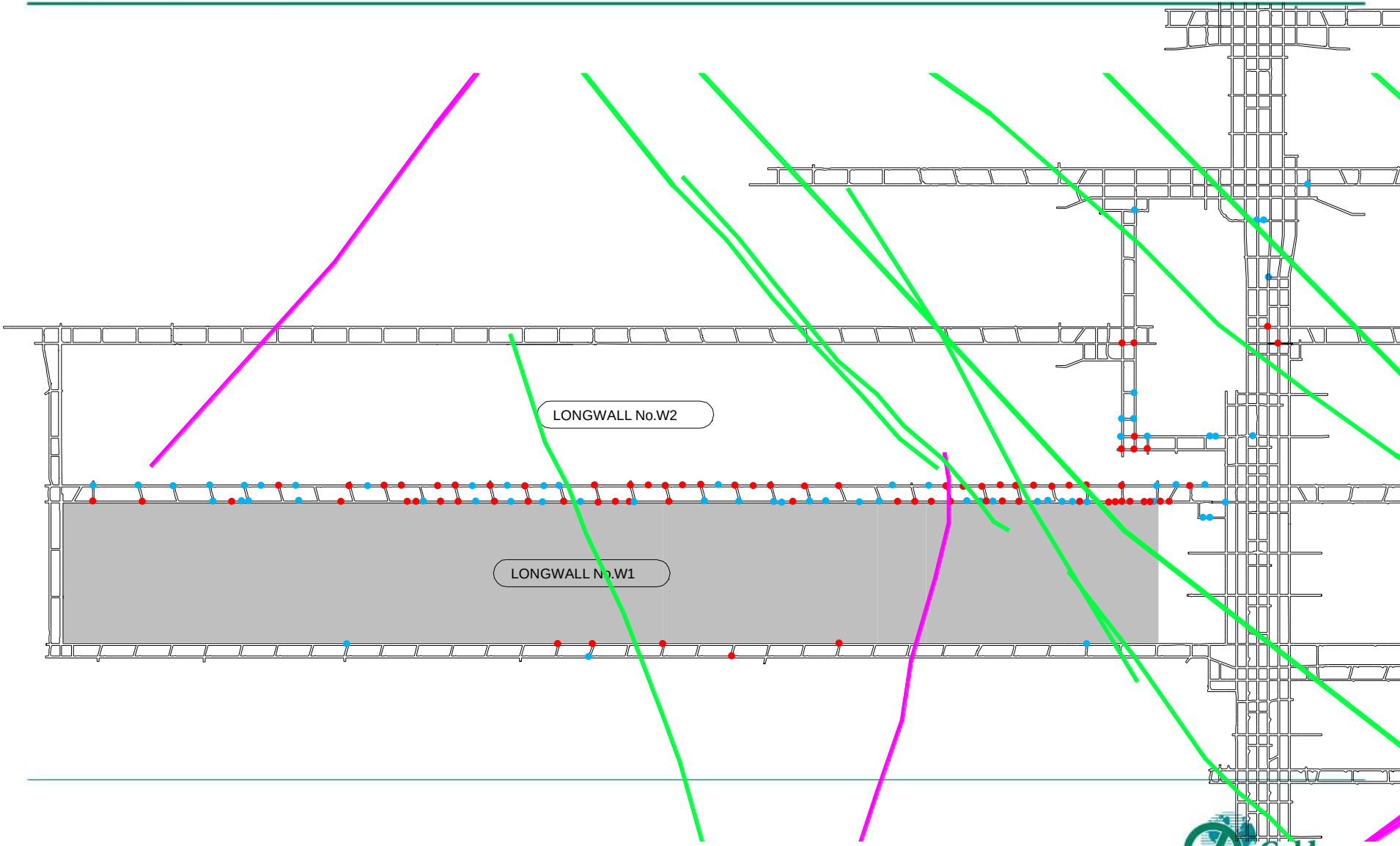
Low LW Acceleration



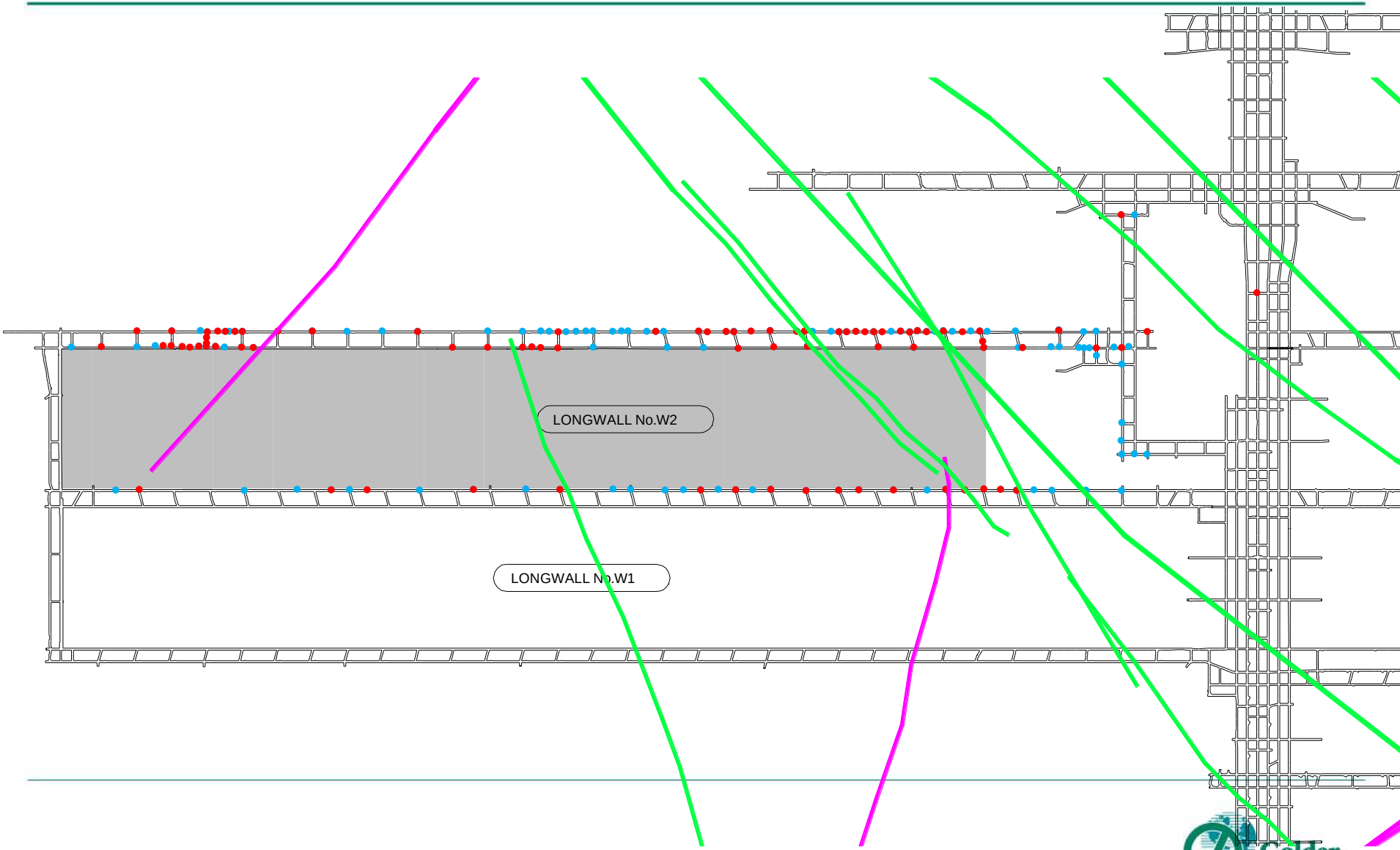
High LW Acceleration



LW W1



LW W2



LW Acceleration Guides

- **For a roof supported with 1 or 2 cables per metre, the following "rules of thumb" are applied:**
  - **<20m – "oversupported"**
  - **20 to 40m – "adequately supported"**
  - **40 to 60m – "caution required"**
  - **>60m – "undersupported"**
- **If roof supported with 3 or more cables per metre, the following "rules" can be applied:**
  - **<40m - "oversupported"**
  - **40 to 60m – "adequately supported"**
  - **60 to 150m – "caution required"**
  - **>150m – "undersupported"**
- **LW Acceleration is effectively a measure of success which can be used to back-analyse the suitability or otherwise of a design**

Golder Associates



LUBLIN COAL PROJECT

XXV SCHOOL OF UNDERGROUND MINING, KRAKOW

JAN KARSKI MINE – MODERN MINE DESIGN & ROOF BOLTING

23 February 2016 - WSE: PDZ

Prairie Mining Limited

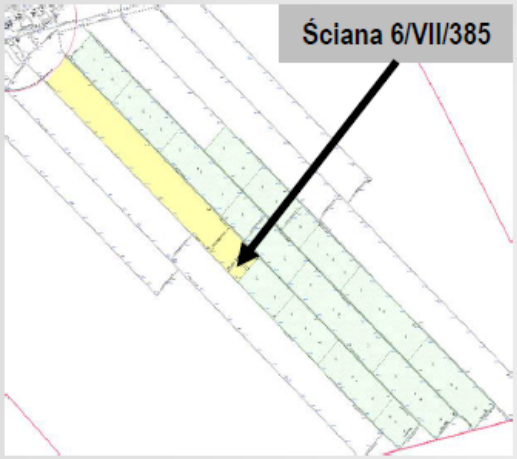
The Time to Act is NOW!

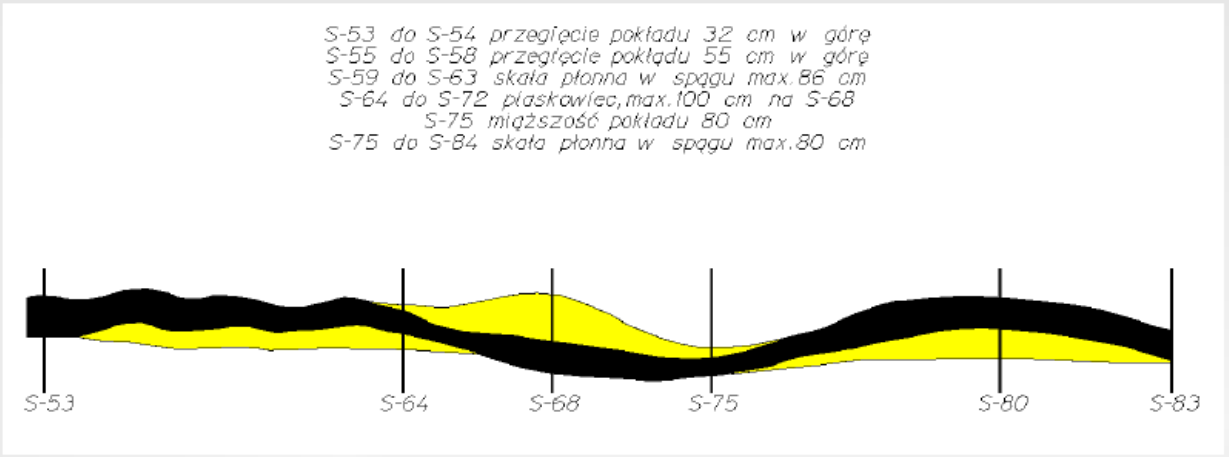
- Roof bolting is used in Polish coal mines today, but as a supplementary support to steel arches; primary support with roof bolts is not common practice
- There were numerous attempts in the 1990's to introduce standalone roof bolting into Poland; however the technology was not embraced for various reasons
- Poland has been left behind by the rest of the world and this reflects in the low productivity and high costs of the local coal industry
- Some old excuses such as "mines in Poland are deeper" and "roof bolting doesn't work because of the geological setting of Polish coal mines" simply are not true *(primary roof bolting wont work in all Polish coal mines, but should work in many of them, including in the Lublin Coal Basin)*
- From a geological, legal and technical perspective, there is nothing stopping the introduction of primary support roof bolting into the Polish coal mining industry
  - The technology is widely available (even in Poland – Joy, Minova and Jenmar)
  - It has been successfully adopted in the UK which has a similar geological setting to Poland

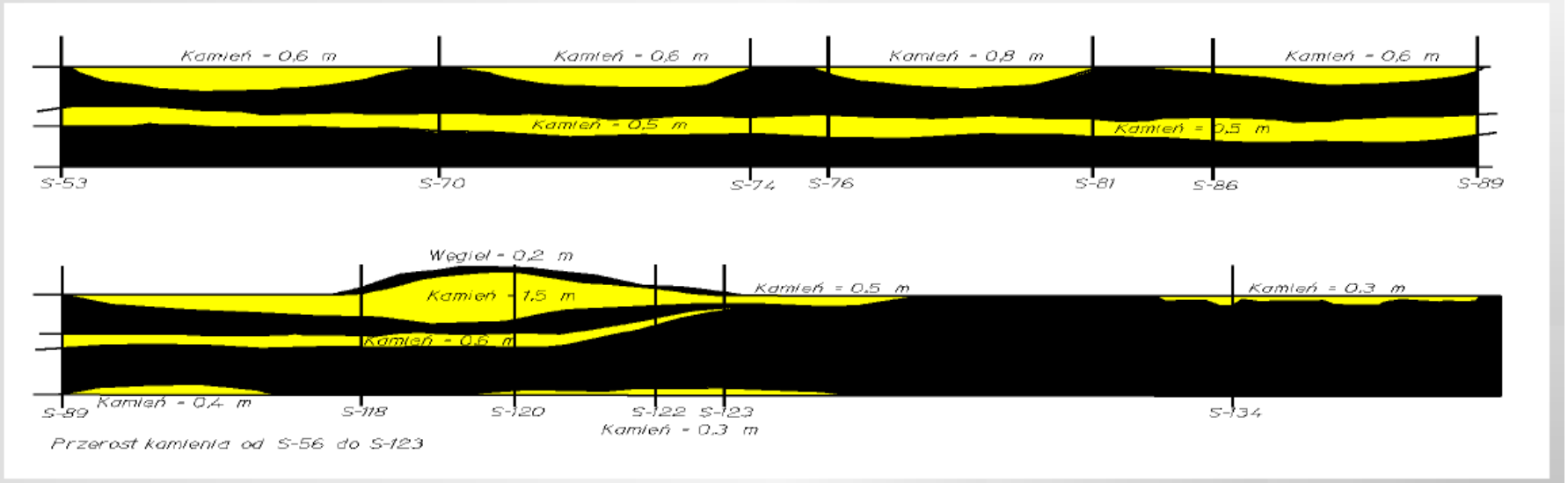
Improved profitability by introduction of roof bolting into Polish coal mining could result in some mines having a long and economically viable future

EXPLORATION & GEOLOGY

…“Unexpected Geology”







More Detailed Exploration & Geological Analysis

Prairie Mining Limited

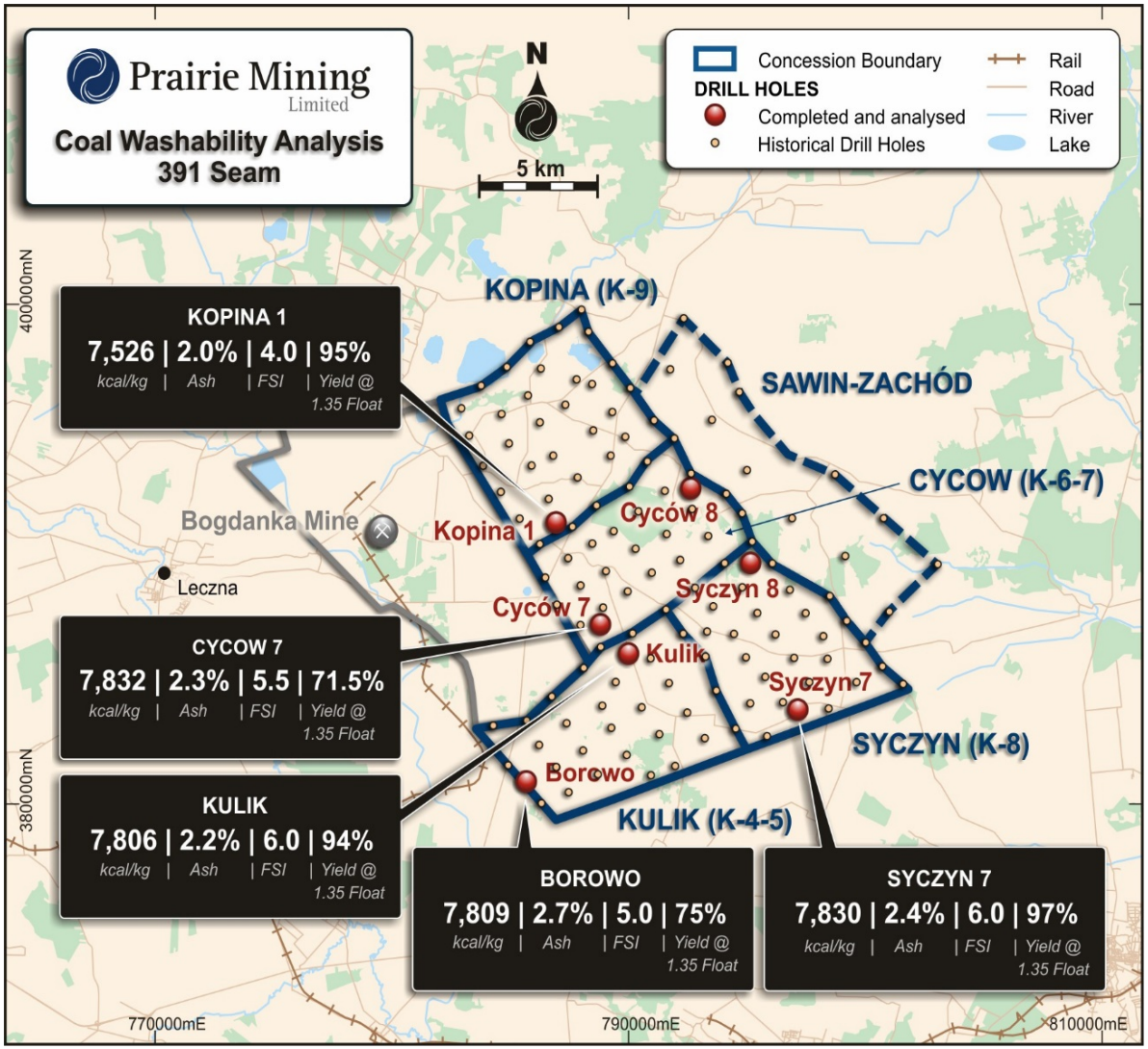
- In general, international standards require more geological analysis than traditionally carried out by Polish coalmines, which leads to higher confidence in the data and the resulting mine design and economic assessment
- Modern exploration techniques, for both greenfield projects and existing mines, should allow for better prediction and mine planning to avoid “Unexpected Geology”, some examples include:
  - Historic Polish drilling results for coal projects rarely include “washability” analysis; without this information it is difficult to understand final coal product specifications, optimised wash plant design and a coal marketing plan (especially for the export market)
  - International standards (such as JORC) require at least 95% core recovery from coal seams in order to be deemed as a “representative sample”. Much of the historic data for Polish coal deposits has lower core recovery
  - JORC takes into consideration geological discontinuities and assumes additional reduction of resources by using a factor for “Geological Losses”, this ranges from 5 to 15% depending on the spacing of drill holes and level of confidence in the exploration data
  - Modern geological modelling software allows real time analysis of geological data and optimisation of the mine plan to include all factors such as roof and floor geotechnical considerations, coal quality, expected product yields etc.

Additional Data Required is Minimal

- Poland's historical geological data is comprehensive, however low core recovery is an issue
- Includes drilling, downhole geophysical logs, seismic, gas, basic coal quality etc
- Minimal data is required to complement this extensive historical dataset and be compliant with international standards such as JORC and NI 43-101
- Specific boreholes located for additional coal quality core samples
- These boreholes provide strata strength and stress measurements for roof support design and optimising orientation of longwall blocks
- Use modern geological software to calibrate new results with historical data, generate JORC compliant resource estimates

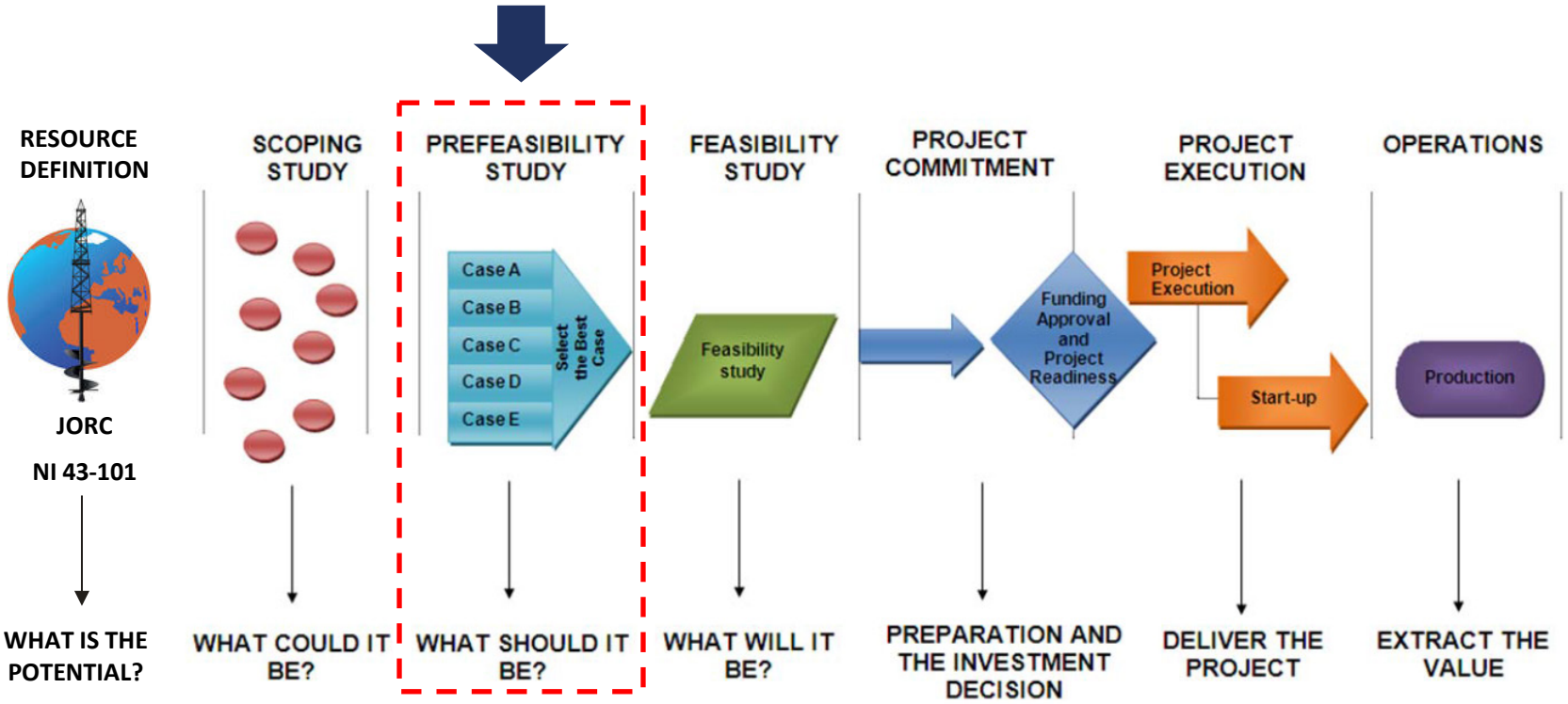
Overall result is higher geological, mining and commercial confidence

Additional Drilling – Jan Karski Mine



INTERNATIONAL STANDARDS & MINE FINANCING

Typical Stages of an International Mining Project



Accuracy Levels +/-	30-35%	20-25%	10-15%

Increasing degree of project and engineering accuracy →

What is a "Bankable Feasibility Study"?

- A "Bankable" feasibility study is a comprehensive study of a mineral deposit in which all geological, engineering, legal, operating, economic, social, environmental and other relevant factors are considered in sufficient detail that it could reasonably serve as the basis for a financial decision by a financial institution to finance the development of the deposit for mineral production

- **Internationally recognized reporting codes:**
  - JORC Code – Australia
  - NI 43-101 – Canada
  - SAMREC – South Africa
  - PERC – European Union



These are the standards that apply to International Mining Finance for:

- Stock exchange listings
- Project finance
- Investment Funds
- Potential Coal End-users

Highest Environmental Standards

- An Environmental, Social and Health Impact Assessment (ESHIA) process has to be undertaken to address the relevant social and environmental impacts and risks of a project as part of the Bankable Feasibility Study:
  - Polish laws, regulations and permits required by the project
  - Relevant EU Directives
  - World Bank Group environmental, health and safety guidelines
  - International Finance Corporation - Safeguard Policies for environmental and social issues
  - Applicable IFC environmental, social and disclosure policies

The bottom line is…that new mines will only be financed if all geological, technical study and environmental aspects are managed to International Standards

MINE DESIGN PHILOSOPHY

Legacy Issues in Central Europe

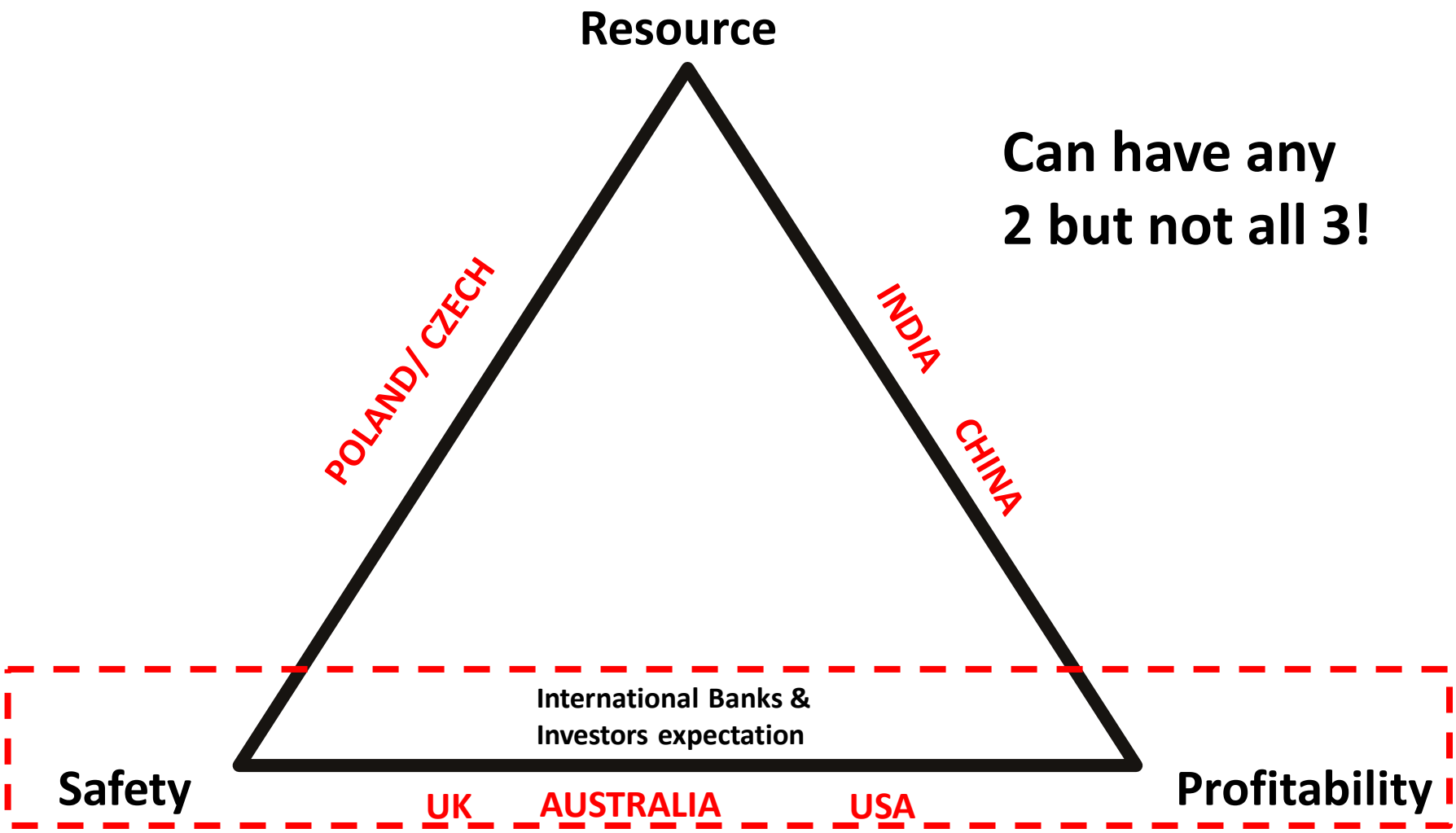


- Central European mine design principles do not maximise mine economics
- For example, the emphasis was put on “not leaving any coal behind” rather than “maximising return on investment” or improved safety
- Legacy of “Social Employment”- high benefits and perks in addition to normal wages or salaries
- Resistance to introduction of more efficient technology, such as roof bolting, as widely adopted in the rest of the world

Mine Design Principles

Prairie Mining Limited

NOT ALIGNED WITH COMMERCIAL INVESTMENT CRITERIA



(Source: Golder Associates)

Transformation of British Coal

Prairie Mining Limited

Driven by focus on PROFITABILITY and introduction of proven technologies i.e. ROOFBOLTING

1984		1994
170	Number of Collieries	17
190,000	Number of Miners	10,500
56,000	Others	9,000
90 million tonnes	Deep Mine Production	42 million tonnes
2 tonnes	Output / Man Shift	13 tonnes
<20m (arches)	Average Driveage Rate / Week	>80m (roof bolts)

(Source: Golder International)

Benchmarking Coal Productivity

Prairie Mining Limited

International Longwall Coal Mine Labour Productivity Comparison	
Country	**Tonnes /man/year**
USA	**10,000**
Australia	**7,000**
Prairie Mining – Lublin Coal Project*	**3,000 – 3,500**
Bogdanka	**1,300 – 2,000**
Upper Silesian Mines (Poland & Czech Republic)	**600 - 700**

(Source: Wardell Armstrong International)

*Forecast based on the Lublin Coal Project Scoping Study - 2014

ROOF BOLTING

Leaving Coal Behind – "The Stable Pillar"

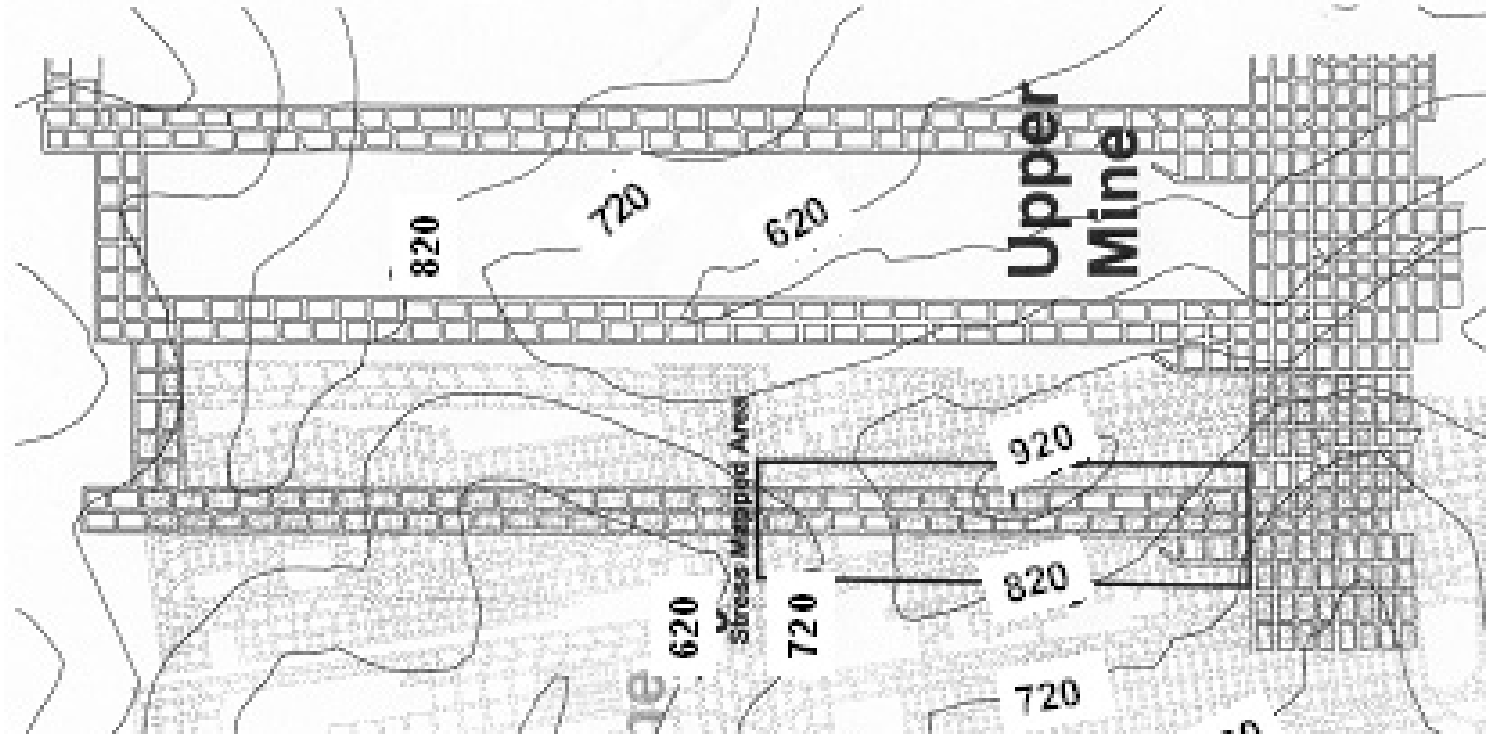
- Polish mine design philosophy historically focussed on "extracting all of the coal" and it was deemed poor practise to leave coal behind; so typically Polish longwall blocks are mined skin to skin
- For roof bolting to work we need to leave a "stable pillar" between adjacent longwall blocks; and hence we leave some coal behind
- The Polish industry must shift to the mind set of maximising profitability rather than maximising resource extraction
- The Polish coal mining industry must accept the need of leaving "stable pillar" in order to benefit from the safety, commercial and productivity improvements of roof bolting
- Roof bolting is possible almost in every conditions in rock bursts and relatively weak roof strata of II and III category
- In the Polish mining industry there is a need for paradigm shift from "construct & forget" to "construct, monitor, control and reinforce"

SAFETY FIRST

Roof bolting won't work if we don't leave a stable pillar and continuously monitor the rock mass deformation

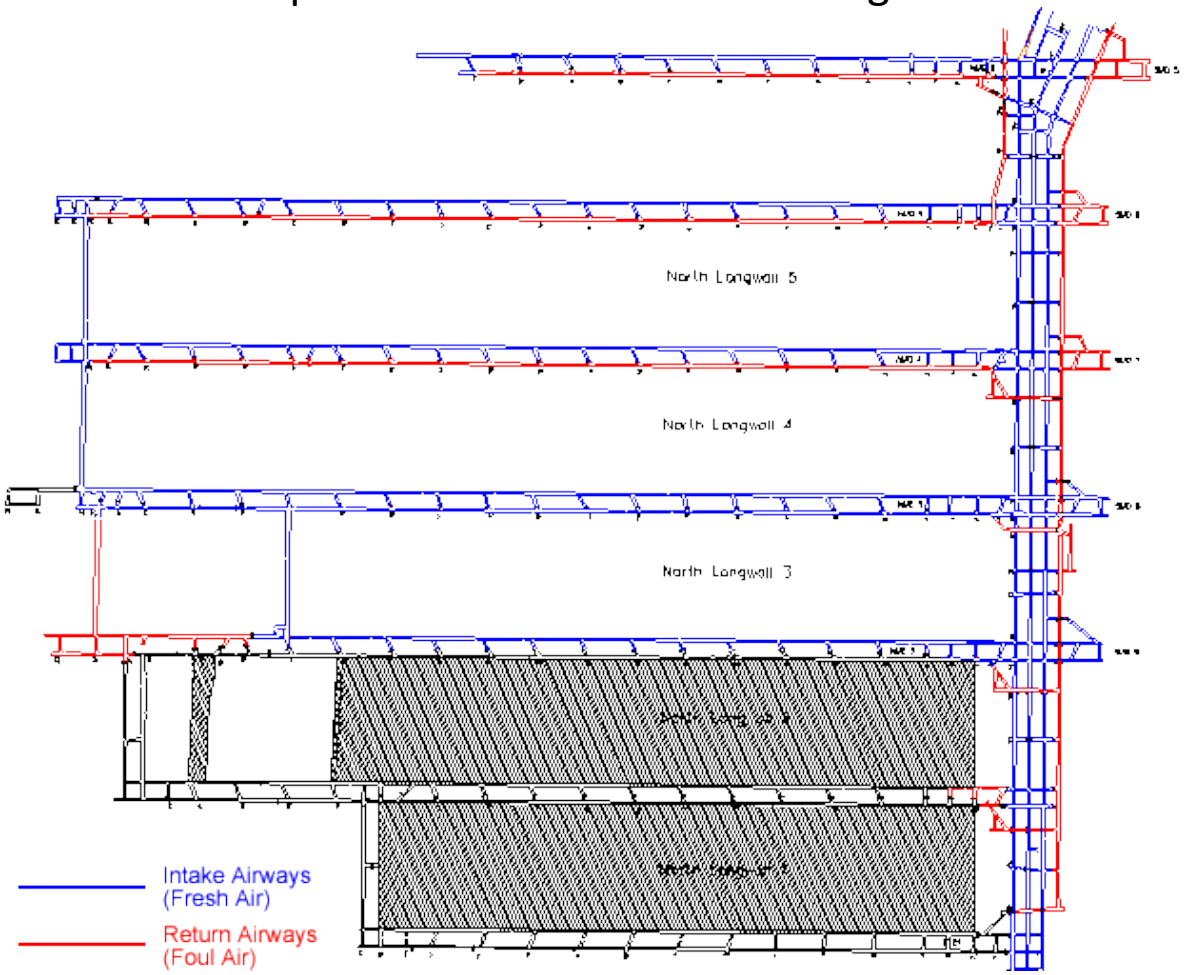
Stable Pillar - USA

- Triple entry driven by continuous miners with shuttle cars or battery rams, using the "place changing system" with roof bolting performed by a dedicated bolting machine
- Suitable for shallow depths to 450m and strong roof



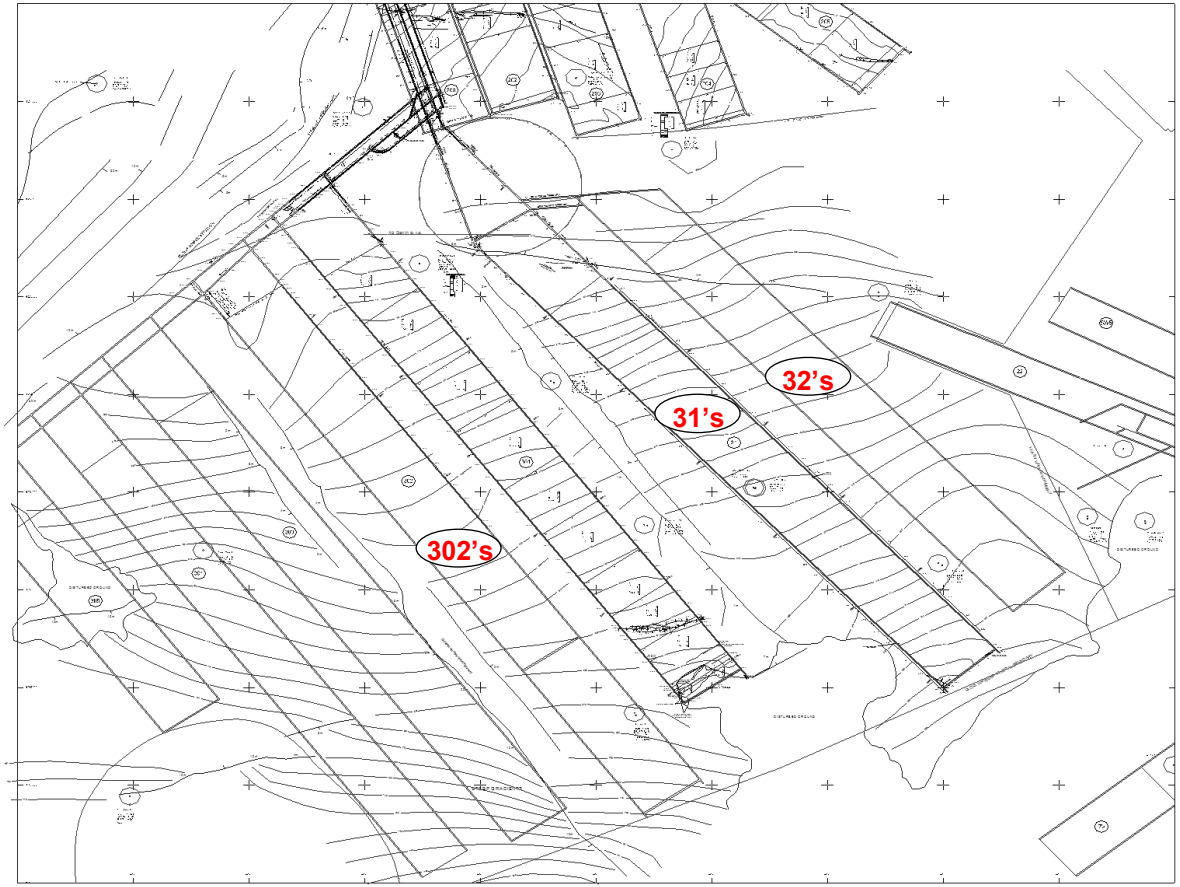
Stable Pillar - Australia

- Twin entry “chain pillars” driven by bolter-miners with shuttle cars, with cross-cuts
- Typical for moderate depths of 300m to 650m with higher horizontal stresses



Stable Pillar – United Kingdom

- Given the greater depth of UK mines compared to Australia or the USA, the single entry system was successfully adopted; uses bolter-miners and bridge conveyors
- Suitable for depths ~1000m



Roof bolting at the Jan Karski Mine

- Plan to introduce roof bolting in gate roads of Jan Karski mine; based on detailed assessment and analysis by Golders International (and the team that introduced roof bolting to the British coal industry)
- Adopting the “Single Entry” system for longwall gate roads is possible (this method has already proven to be successful in deep coal mines in UK)
  - Gateroad primary support based on UK spec 2.4m * 28mm resin anchor roof bolts, and 2.4m * 22mm resin anchor rib bolts driven by bolter-miners and bridge conveyors
  - Secondary support consisting of 8m cables bolts and 5m flexi bolts
  - Based on 80m stable pillars between longwall blocks
  - Roof bolt roadway dimensions height 3.2m , width 5.6m
  - Assume traditional Polish steel arch roadways for the longer-life lateral roadways
  - Long-term monitoring of the rock mass stress and deformation via the sensing systems and regular monitoring, with additional reinforcement installed if required

By introducing roof bolting into the gate roads of the Jan Karski Mine at the Lublin Coal Project, Prairie Mining believe that we can develop a low cost world class coal mine in Poland

Jan Karski Mine – Cost Comparison

- Below is Prairie's analysis showing cost comparison of steel arch vs roof bolted roadways for mining conditions in the Lublin Coal Basin at todays market prices

	Steel Arch	Roof Bolts
Development		
Dimensions	H:4.5m xW: 6.7m	H:3.2m xW: 5.6m
Area	25.7m2	17.9m2
Primary Support Type	ŁP14/v34/4/A steel arch: - 0.8m centres - pumped grout bags	8 x 2.4m 28mm UK spec roof bolts and resin anchor per metre 3 x 2.4m 22mm steel rib bolts per metre on pillar side 3 x 2.4m 22mm GRP rib bolts on LW side Steel roof & rib mesh + Pararib on block side
Typical monthly advance (4 shifts per day/ 6 day week)	300m	630m
Typical Manning Requirement *(excl. chargehand)*	14	10
Cost of Materials (PLNm)/km	3.71	1.41
Cost of Labour (PLNm/km)	1.16	0.43
Total Primary Development Cost (PLNm/km)	**4.87**	**1.84**
Longwall		
Men Required to operate Longwall	42 *includes crews in gateroads dismantling steel arches*	24 *Includes men in gateroads installing cable & flexi -bolts*
Shearer Effective working time	14hrs per day	Up to 18hrs per day
Secondary Support	roof bolting, metal sheets, steel bars, steel pillars (solutions typical typical for the LCB)	High density of Cable Bolts, Flexi Bolts & Cribs
Cost of Labour (PLNm/1km of retreat)*	4.71	1.40
Cost of Materials (Secondary Support) (PLNm/1km retreat)	0.73	1.03
Total Cost Per 1km Longwall Retreat**	**5.44**	**2.43**

**Assuming that longwall retreats at 10m per day in steel arch panels skin to skin, and 18m per day in roof bolted roadways with stable pillar & 300m face width at 2.2 m seam height*

Jan Karski Mine – Overall Advantages

1. Improved safety- transport and roadways driving related accidents rate may go down by 100%
2. Gateroad preparation works can be developed at more than double the rates for arched roadways
3. Allows us to prepare the next face while the adjacent previous face is still retreating
4. Less men required in each continuous miner crew compared to roadheader crew
5. Far fewer men working in longwall gate roads, crossroads and behind the wall dismantling steel arches
6. Up to 4hrs per day extra shearer cutting time due to no steel supports to be removed
7. Much lower burden on mine transport and outbye services due to less steel to transport
8. Less dilution due to stone given smaller cross-sectional roadway area compared to arches
9. Less floor heave due to stable pillar

…The advantages of roof bolting impact nearly all areas of mine design and economics

There is a Lot to Learn

- In Poland today, the experience of Design Institutes, the Mines Inspectorate, mine management, workforce and Universities is overwhelmingly focussed on steel arches
- In order for roof bolting to be successfully adopted, new skills will have to be learned and some old standards and conventions will need to be challenged
- In designing roof bolting support for the Jan Karski Mine, Prairie Mining has encountered numerous issues:
  - Polish standard laboratory geotechnical testing regime gives materially different results
  - Different naming and convention of different lithologies by geologists and geotechnical engineers
  - Roof bolting is part of an intricate “Strata Control” system in which all elements have to be understood and correctly applied, it is not just about “gluing steel bolts into the roof”

…This is not a journey that the Polish coal industry needs to take alone…there are many experienced companies, consultants and equipment suppliers who can provide the necessary support…Prairie Mining is already working with some of them

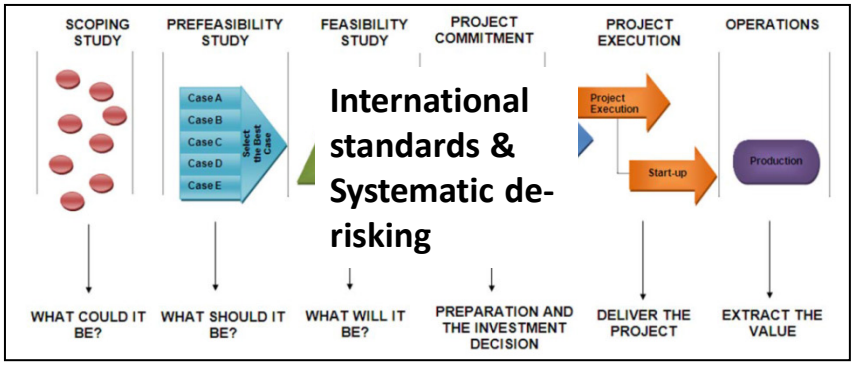
CONCLUSION

A Holistic Approach

- Roof bolting is not a “magic bullet”, it needs to be successfully implemented by applying modern mine design principles, starting with geology as the foundation…



- *Support and assistance for the Mines Inspectorate*
- *Legal review in order to revise existing provisions or introduce new ones in polish mining law*



Improved geological confidence – JORC



Benefits to Poland

The benefits to Poland of adopting International Standards and Modern Mine Design philosophy are many:

- Improved Safety in the coal mining industry
- A long term and sustainable future for the Polish Coal industry
- Improve Energy Security by developing sustainable and profitable production
- Obtaining new funds for investments necessary to develop mining industry
- Attracting international commercial finance to the Polish mining industry
- Polish geology and mining experts will increasingly be employed overseas
- Polish mine equipment manufacturers & contractors – will have more chances when entering overseas tenders

Prairie Mining Limited





Prairie Mining Limited

Head Office
Level 9, BGC Centre
28 The Esplanade
PERTH WA 6000
AUSTRALIA

P: +61 8 9322 6322
F: +61 8 9322 6558

London Office
Unit 1C, Princes House
38 Jermyn Street
LONDON, SW1Y 6DN
UNITED KINGDOM

P: +44 207 478 3900
F: +44 207 434 4450

Poland Office
PD CO Sp z o.o.
Rondo ONZ 1, Floor 5A
00-124 WARSAW
POLAND

www.pdz.com.au

info@prairiedownsmetals.com.au

Możliwości skutecznej inertyzacji miejsc samozagrzewania węgla w zrobach w kopalniach węgla kamiennego

Nikodem Szlązak
AGH w Krakowie

Kazimierz Piergies
AGH w Krakowie

STRESZCZENIE: W kopalniach węgla kamiennego, jednym z najczęściej występujących zagrożeń, wymagających niejednokrotnie prowadzenia długotrwałych, często kosztownych, akcji ratowniczych, są pożary podziemne. Związane jest to przede wszystkim ze specyfiką podziemnych wyrobisk górniczych, których ograniczona pojemność powoduje szybkie przekroczenie dopuszczalnej granicy koncentracji gazów szkodliwych dla zdrowia, może również powodować groźne w danej sytuacji zmiany kierunków przepływu powietrza.

Najpewniejszym sposobem poprawy stanu bezpieczeństwa w polskim górnictwie węgla kamiennego jest wczesna prewencja z zastosowaniem najnowszych zdobyczy techniki. Jedną z metod prewencji są działania inertyzacyjne atmosfery kopalnianej. Działania te polegają na częściowym lub całkowitym zastępowaniu powietrza lub palnej atmosfery przez obojętny gaz. Dzięki temu zmniejsza się zagrożenie powstawania ognisk pożarów endogenicznych, jak również ewentualnych wybuchów gazów. Najważniejszym celem stosowania gazów inertnych jest obniżenie zawartości tlenu do granicy uniemożliwiającej dalszy rozwój pożaru.

Celem artykułu jest przedstawienie metody oceny zastąpienia tlenu gazem inertnym w atmosferze zrobów.

SŁOWA KLUCZOWE: Inertyzacja zrobów, rozkład stężenia gazów w zrobach, pożary podziemne, metody gaszenia pożarów

1. WPROWADZENIE

Wielokrotnie powodem największych zagrożeń górniczych oraz tragicznych katastrof były pożary podziemne. Powstające dymy pożarowe są przyczyną przekroczenia dopuszczalnych stężeń gazów szkodliwych dla zdrowia, mogą powodować groźne w danej sytuacji zmiany kierunków przepływu powietrza, ograniczają widoczność, która ma decydujący wpływ na szybkość wycofywania się zagrożonej załogi z zadymionych wyrobisk.

W górnictwie podziemnym wyróżnia się dwa rodzaje pożarów:

- egzogeniczne – powstałe z przyczyn zewnętrznych;
- endogeniczne – powstałe z przyczyn wewnętrznych, tj. wskutek samozapalenia węgla lub rudy.

W kopalniach węgla kamiennego najczęstsze są pożary endogeniczne, a miejscem najbardziej narażonym na powstanie tego typu pożaru są zroby ścian zawałowych. Zapobieganie temu zagrożeniu jest powszechnie rozumiane jako profilaktyka pożarowa.

Warunkiem koniecznym do powstania i trwania pożaru podziemnego jest jednoczesne występowanie: materiału palnego, dostatecznego stężenia tlenu w powietrzu kopalnianym oraz odpowiednio wysokiej temperatury, umożliwiającej zainicjowanie pożaru. Jeżeli chociaż jeden z tych czynników nie występuje, to nie może dojść do powstania pożaru.

Do profilaktyki zagrożenia pożarami endogenicznymi można zaliczyć m.in.:

- ograniczanie strat węgla przechodzącego w zawał;
- duży postęp ściany i krótki okres jej likwidacji (poniżej 2 miesięcy);
- uszczelnianie zrobów (za pomocą pian chemicznych lub mineralnych, pyłów dymnicowych lub odpadów poflotacyjnych);
- stosowanie inertyzacji;
- stosowanie antypirogenów;
- ograniczanie strumienia objętościowego powietrza doprowadzanego do ściany;
- ograniczanie dopływu powietrza do zrobów przez wyrównywanie wartości potencjałów aerodynamicznych;
- stosowanie ekranów ograniczających dopływ powietrza do zrobów,
- wypełnianie zrobów wodami kopalnianymi,

Eksploatacja bez pozostawiania resztek węgla w zrobach jest praktycznie niemożliwa; trudne jest również usunięcie ciepła powstałego podczas procesu utleniania, dlatego należy dążyć do wyeliminowania lub znacznego obniżenia stężenia tlenu w powietrzu w zrobach zawałowych ścian wydobywczych. Pomocna w tym jest inertyzacja atmosfery kopalnianej. Polega ona na częściowym lub całkowitym zastępowaniu powietrza lub palnej atmosfery przez obojętny gaz. Dzięki temu zmniejsza się zagrożenie pożarami endogenicznymi, jak również wybuchami gazów.

2. OCENA SKUTECZNOŚCI INERTYZACJI

Możliwości zapobiegania pożarom endogenicznym w zrobach ściany w trakcie jej eksploatacji są ograniczone. Jedną z metod profilaktyki, która jednak nie zawsze przynosi zamierzony skutek, jest inertyzacja.

Zgodnie z obowiązującymi w Polsce przepisami, tylko azot oraz dwutlenek węgla mogą być stosowane do inertyzacji zrobów czynnych ścian zawałowych [3].

Na efektywność wykorzystania gazów inertnych mają wpływ różne czynniki, te, które mają wpływ bezpośredni, zostały podane w pracach [2, 10]:

a) w miarę dokładne określenie miejsca samozagrzewania się węgla lub ogniska pożaru;
b) prawidłowe wykorzystanie szczegółowej analizy przewietrzania, wykonanej z uwzględnieniem rozkładu spadków potencjału aerodynamicznego, warunków górniczo-technicznych i organizacyjnych wokół wyrobisk lub zrobów poeksploatacyjnych;
c) stan uszczelnienia zrobów poeksploatacyjnych;
d) uwzględnienie wszystkich możliwych połączeń wyrobisk lub zrobów poeksploatacyjnych z czynnymi wentylacyjnie wyrobiskami lub zrobami w innych pokładach;
e) zmiany ciśnienia barometrycznego;
f) właściwy dobór technologii inertyzacji, szybkość uruchomienia urządzenia i instalacji do podawania gazu inertnego;

g) zachowanie ciągłości podawania gazów inertnych do zagrożonych rejonów;
h) stosowanie równolegle innych sprawdzonych metod zwalczania zagrożenia pożarowego lub gazowego, a w szczególności:
   - doszczelniania zrobów, korków, tam izolacyjnych, klejenia szczelin itp.;
   - przemulania, zatapiania wyrobisk lub zrobów poeksploatacyjnych;
   - bieżącej kontroli i analizy rozkładu spadków potencjału aerodynamicznego wokół zagrożonej przestrzeni;
i) możliwości szybkiego wychładzania środowiska samozagrzewania się węgla lub ogniska pożaru.

Zadaniem inertyzacji jest wyeliminowanie lub znaczne obniżenie stężenia tlenu w powietrzu, co ma zapobiec powstaniu pożaru lub spowodować jego przerwanie. Minimalna zawartość tlenu dla wspierania palenia węgla, uzyskana z badań doświadczalnych, wynosi 2% [6]. Ogólnie przyjmuje się, że gdy zawartość tlenu spada poniżej 2%, to proces spalania paliwa stałego nie będzie dalej zachodził [13]. W trakcie badań utleniania próbek z kilku pokładów w polskich kopalniach węgla stwierdzono, że stężenie tlenu bezpieczne dla samozapalenia się węgla w zrobach lub przestrzeniach otamowanych zawiera się w przedziale od około 5% do około 9% [1].

Gaz inertny powinien być podawany do zrobów jak najbliżej miejsca potencjalnego samozagrzewania węgla. Dokładna lokalizacja tego miejsca w trakcie ruchu ściany nie jest możliwa.

Przy małej intensywności przewietrzania, zroby wypełniają się gazami obojętnymi, wpływającymi hamująco na proces samozagrzewania węgla. Z kolei bardzo duża intensywność przewietrzania powoduje odprowadzenie ciepła, powstającego w procesie utleniania i również wpływa hamująco na proces samozagrzewania węgla. Najbardziej niekorzystny jest przedział środkowy, w którym występuje dostateczny dopływ tlenu, aby proces samozapalenia węgla mógł się rozwijać, a zbyt mała prędkość powietrza nie zapewnia odprowadzenia wytworzonego ciepła [8]. W takich warunkach następuje kumulacja ciepła, wzrost temperatury i rozwój pożaru.

Na podstawie badań laboratoryjnych, stwierdzono, że najbardziej sprzyjające warunki do samozagrzewania rozdrobnionego węgla występują przy dopływie 1,9 m^3/h powietrza na 1 m^3 węgla [4]. Według [5], najwięcej pożarów powstaje w miejscach, w których prędkość przepływu powietrza jest mniejsza od 0,5 m/s. Z kolei w badaniach rosyjskich przedstawiono zakres prędkości migracji powietrza, w którym występują sprzyjające warunki do samozagrzewania węgla. Wyniki tych badań zostały potwierdzone obserwacjami w polskich kopalniach [7]. Wspomniany przedział odpowiada prędkości migracji powietrza od 1,5 do 15 mm/s. Ten sam zakres został wskazany w późniejszych publikacjach [9, 10].

Kryterium oceny skuteczności inertyzacji może być obniżenie stężenia tlenu poniżej 8% w obszarze, w którym prędkość przepływu powietrza zawiera się w przedziale od 1,5 do 15 mm/s [14]. Odniesieniem do oceny skuteczności inertyzacji powinien być stan przed jej zastosowaniem.

Informacje, dotyczące strefy przepływu powietrza i stężenia tlenu w zrobach, są istotne dla określenia koniecznej „głębokości" inertyzacji, warunkującej jej skuteczność. W związku z tym, dane te powinny mieć wpływ na wybór sposobu i miejsca podawania gazów inertnych do zrobów.

Dlatego celowe jest opracowanie metody obliczania rozpływu powietrza oraz rozkładu stężenia tlenu w zrobach ścian eksploatacyjnych w kopalniach węgla kamiennego po wprowadzeniu gazu inertnego.

3. PODSTAWOWE ZAŁOŻENIA OPRACOWANYCH PROGRAMÓW KOMPUTEROWYCH DO SYMULACJI ROZPŁYWU POWIETRZA W ZROBACH

Rozważono transport substancji wewnątrz porowatej struktury usytuowanego poziomo zawału węglowego. Obszar ten jest częściowo filtrowany powietrzem pochodzącym z wentylacji kopalni, które przepływa wyrobiskami przyścianowymi. Wewnątrz zrobów dochodzi do wydzielania metanu. W obliczeniach uwzględniono dodatkowo lokalną emisję azotu o zadanym wydatku, doprowadzonego rurociągiem do wnętrza zawału.

Zakładając laminarny charakter filtracji zawału przez ośrodek gazowy oraz stacjonarny charakter całego rozważanego procesu, wobec czego lokalny bilans ilości substancji można zapisać w postaci uogólnionego równania ciągłości. Zamknięcia powstałego układu równań dokonuje się przez wprowadzenie równania Darcy'ego.

Podstawiając, do uzyskanych zależności, prędkość pozorną, czyli prędkość odniesioną do całkowitego pola przekroju ośrodka, uzyskuje się równanie różniczkowe, w oparciu o które można wyznaczyć pole ciśnienia w przestrzeni zrobów.

Zmienność gęstości mieszaniny gazowej oraz współczynnik lepkości dynamicznej tej mieszaniny wynika ze zróżnicowania składu chemicznego penetrującego ośrodka gazowego, natomiast przepuszczalność ośrodka porowatego stanowi funkcję wyłącznie poziomej zmiennej przestrzennej równoległej do dłuższego boku rozważanego prostokątnego obszaru, co wynika z badań [12]. W oparciu o znajomość wartości współczynnika przepuszczalności ośrodka porowatego, można oszacować lokalną wartość porowatości otwartej, traktując zawał jako warstwę usypaną, złożoną z ziaren stałych o określonej średnicy zastępczej.

Na powierzchniach, posiadających kontakt z powietrzem, które przepływa wzdłuż chodnika, występują warunki brzegowe pierwszego rodzaju, definiujące bezpośrednio wartości poszukiwanych funkcji pola nadciśnienia w przestrzeni zrobów oraz stężeń molowych poszczególnych składników mieszaniny gazowej. Na pozostałych brzegach zakłada się brak przepływu substancji przez powierzchnię brzegową, wobec czego uzyskuje się warunki brzegowe drugiego rodzaju.

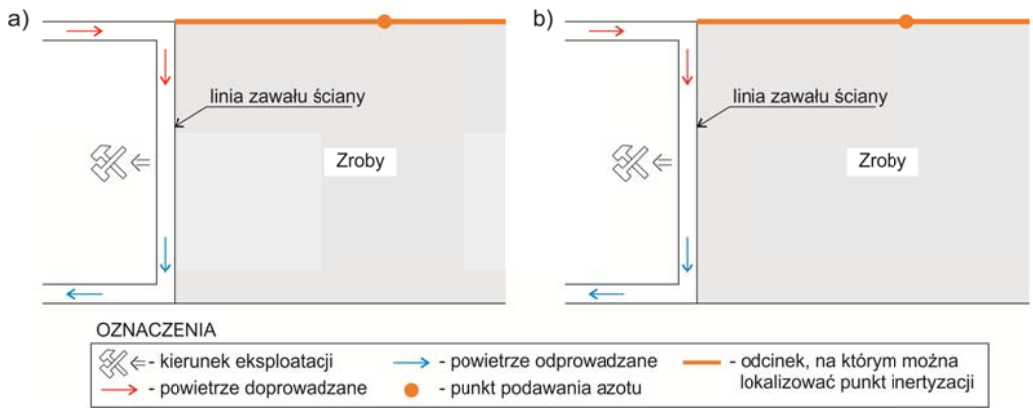
Opracowany algorytm obliczeniowy oparty jest na procedurze, znanej pod nazwą Metoda Objętości Kontrolnej (Control Volume Method), którą w Polsce nazywano również Metodą Bilansów Elementarnych.

Kierując się kryterium najczęściej stosowanych systemów przewietrzania ścian, opracowano programy komputerowe dla dwóch różnych systemów przewietrzania:

- systemu przewietrzania na „U" od granic (rys. 3.1a);
- systemu przewietrzania na „Y" (rys. 3.1b).

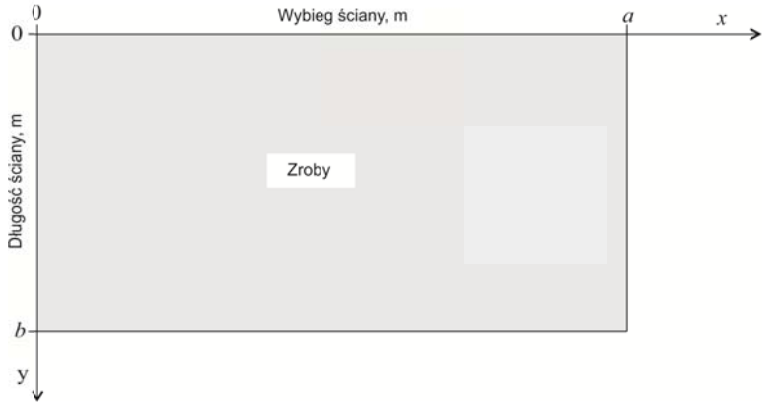
W opracowanych programach komputerowych, wykonanych w ramach pracy [14], przewidziano możliwość doprowadzenia gazu inertnego do przestrzeni zrobów w trakcie normalnego biegu ściany. Ze względu na najczęstsze wykorzystywanie azotu jako gazu inertnego w profilaktyce pożarowej zdecydowano, że rozważane będzie podawanie właśnie tego gazu. Gaz inertny można podawać w chodniku doprowadzającym powietrze do ściany, likwidowanym wraz z postępem ściany. Lokalizacja ta wynika z zalecenia o zgodności rozpływu gazu inertnego z kierunkiem migracji powietrza dopływającego do zrobów [11].

Na rysunkach 3.1 oraz 3.2 zaznaczono pomarańczowym odcinkiem możliwą lokalizację punktu podawania gazu inertnego, a pomarańczowym punktem zaznaczono przykładową lokalizację. Lokalizacja tego punktu określana jest jako odległość od linii zawału ściany, zaznaczonej na rysunku 3.1.



Rys. 3.1. Schemat przewietrzania ściany: a) w systemie na „U" od granic, b) w systemie na „Y"
Figure 3.1. Ventilation system: a) „U", b) "Y"

Z uwagi na prostokątny kształt rozważanego obszaru (rys. 3.2), zastosowano kartezjański układ współrzędnych. Początek układu współrzędnych ($x = 0$, $y = 0$) pokrywa się z lewym górnym narożem obszaru, natomiast osie skierowane są odpowiednio, x - na prawo, y - pionowo w dół, zgodnie z kierunkiem przepływu powietrza w chodniku, co dotyczy obydwu analizowanych wariantów symulacji komputerowej. Na rysunku 3.2 przedstawiono obszar zrobów o długości b i wybiegu a.



Rys. 3.2. Schemat obszaru zrobów z przyjętym układem współrzędnych
Rys. 3.2. Goaf area with the adopted cartesian coordinate system

W danych do obliczeń można wyróżnić:
a) parametry geometryczne wyrobisk:
- długość ściany,
- wysokość ściany,
- wybieg ściany,
- wysokość chodnika pod- lub nadścianowego,
- pole przekroju poprzecznego ściany;

b) właściwości fizyczne powietrza:
- gęstość i lepkość,
- strumień objętościowy powietrza przepływającego przez ścianę;

c) parametry charakteryzujące właściwości filtracyjne zrobów;
d) straty naporu wzdłuż wyrobisk obramowujących zroby:
- dla systemu „U" od granic w ścianie,
- dla systemu „Y" w ścianie i chodniku nadścianowym;

c) parametry procesu inertyzacji:
- strumień objętościowy doprowadzanego azotu,
- współrzędne punktu podawania azotu,
- strumień objętościowy dopływającego metanu.

W wyniku symulacji komputerowej, uzyskuje się następujące dyskretne, dwuwymiarowe pola fizyczne występujące w przestrzeni zawału:
- pole nadciśnienia (nadwyżki w odniesieniu do ciśnienia atmosferycznego) w przestrzeni por, Pa;
- pole prędkości pozornej mieszaniny składników gazowych, m/s;
- pole stężenia molowego azotu (oraz udział molowy azotu, %), mol/m^3;
- pole stężenia molowego metanu (oraz udział molowy metanu, %), mol/m^3;
- pole stężenia molowego tlenu (oraz udział molowy tlenu, %), mol/m^3.

Opracowane programy komputerowe umożliwiają określanie ww. pól w dwóch wariantach, różniących się warunkami brzegowymi.

4. PRZYKŁAD ZASTOSOWANIA OPRACOWANYCH PROGRAMÓW KOMPUTEROWYCH

Przykład dotyczy zrobów ściany N-17a w pokładzie 328/1, w KWK „B".

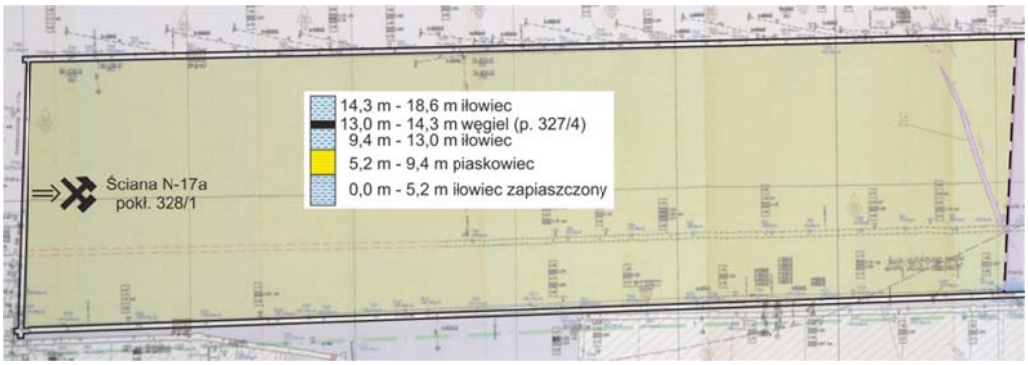
Zagrożenia naturalne w rejonie analizowanej ściany:
- IV kategoria zagrożenia metanowego (prognozowana metanowość 41,8 m^3CH_4/min);
- klasa „B" zagrożenia wybuchem pyłu węglowego;
- I stopień zagrożenia wodnego;
- III grupa samozapalności węgla.

Ściana N-17a była przewietrzana w systemie na „U", schemat rejonu ściany przedstawiono na rysunku 4.1.

Do obliczeń przyjęto następujące dane:
- długość ściany - 240 m;
- wybieg ściany - 700 m, założono, że na tym wybiegu ściana napotka na zaburzenia geologiczne wymagające pozostawienia warstwy węgla w stropie, który, przechodząc w zawał, będzie stwarzał zagrożenie pożarowe;
- wysokość ściany - 2,2 m;
- opór rozwarstwienia skał stropowych - 2,2 MPa;
- strumień objętościowy powietrza płynącego przez ścianę - 1 250 m^3/min;
- dopływ metanu do zrobów ściany - 17 m^3/min (założono 70% efektywność odmetanowania [15]);
- azot będzie podawany z Chodnika badawczego N-17a;
- strumień objętościowy azotu (3 warianty) - 10 m^3/min, 20 m^3/min, 30 m^3/min, rozważono również przypadek bez podawania azotu, który będzie stanowił odniesienie do uzyskiwanych wyników po inertyzacji;

- odległość punktu podawania azotu od linii zawału ściany (6 wariantów) - 20 m, 30 m, 40 m, 50 m, 60 m, 70 m.

Dla przedstawionych danych przeprowadzono wariantowe symulacje komputerowe rozkładu stężenia tlenu w zrobach ściany N-17a oraz rozkładu prędkości przepływu powietrza w zrobach. Obliczenia przeprowadzono dla różnych strumieni objetościwych doprowadzanego azotu - od 10 m^3/min do 30 m^3/min. Rozpatrywano również różne punkty podawania gazu inertnego - od 20 do 70 m od linii zawału ściany. Obliczenia wykonano w oparciu o program komputerowy, którego działanie przedstawiono w pracy [14].



Rys. 4.1. Mapa rejonu ściany N-17a w pokładzie 328/1 [14]
Figure 4.1. Map of the longwall panel N-17 in seam 328/1 [14]

Na rysunku 4.2 przedstawiono wybrane wyniki przeprowadzonych symulacji komputerowych rozkładu stężenia tlenu w zrobach ściany N-17a z zaznaczonym obszarem o prędkości powietrza od 1,5 do 15 mm/s. Wariant bez inertyzacji (rys. 4.2a) wykorzystano jako punkt odniesienia do oceny skuteczności inertyzacji w przypadkach, gdy gaz inertny będzie podawany.

W rozważanych przypadkach celem, do jakiego należy dążyć, jest obniżenie stężenia tlenu powyżej 8% w obszarze, gdzie prędkość przepływu powietrza zawiera się w przedziale od 1,5 do 15 mm/s. Na wykonanych rysunkach obszar, w którym stężenie tlenu jest wyższe od 8% zakreskowano, a izolinię 8% stężenia tlenu wyróżniono przez pogrubienie oraz zastosowanie linii przerywanej. Obszar, w którym prędkość migracji powietrza zawiera się w przedziale od 1,5 do 15 mm/s, wyróżniono wypełnieniem. Zatem realizacja postawionego wyżej celu inertyzacji będzie polegać na takim doborze strumienia objętościowego gazu inertnego (azotu) oraz miejsca podania gazu, aby obszary o stężeniu tlenu powyżej 8% i zakresie prędkości migracji powietrza od 1,5 do 15 mm/s nie miały części wspólnej.

Należy zaznaczyć, że obniżenie stężenia tlenu poniżej 8% w całym obszarze, w którym prędkość przepływu powietrza zawiera się w przedziale od 1,5 do 15 mm/s, może być trudne, zatem w tabeli 4.1 przedstawiono propozycję oceny skuteczności inertyzacji. Miarą oceny skuteczności inertyzacji jest zmniejszenie powierzchni części wspólnej obszaru o stężeniu tlenu powyżej 8% oraz tego, w którym prędkość przepływu powietrza zawiera się w przedziale od 1,5 do 15 mm/s, w porównaniu do stanu przed inertyzacją.

Jeżeli kryterium skuteczności inertyzacji jest spełnione, tzn. ocena skuteczności inertyzacji jest co najmniej dostateczna, należy przystąpić do wykonania projektu technicznego inertyzacji. Jednak należy dążyć do tego, aby ocena skuteczności inertyzacji była jak najwyższa. Można to uczynić poprzez zmianę lokalizacji punktu podawania gazu inertnego. Jeżeli nie przyniesie to zamierzonego efektu, należy zwiększyć założony strumień objętościowy doprowadzane-

go gazu inertnego i przeprowadzić symulacje komputerowe dla różnych punktów podawania tego zwiększonego wydatku gazu. Gdy możliwe warianty inertyzacji zostaną wyczerpane a skuteczność inertyzacji będzie niewystarczająca, ocena niedostateczna, należy zrezygnować z inertyzacji i stosować inne metody profilaktyki pożarowej.

Tabela 4.1. Proponowana skala ocen skuteczności inertyzacji [14]
Table 4.1. The proposed rating scale of the effectiveness of inertisation [14]

Zmniejszenie powierzchni części wspólnej obszaru o stężeniu tlenu powyżej 8% oraz tego, w którym prędkość przepływu powietrza zawiera się w przedziale od 1,5 do 15 mm/s, w porównaniu do stanu przed inertyzacją	Ocena skuteczności inertyzacji	Uwagi
%	-	-
<80, 100>	bardzo dobra	brak działań
<50, 80)	dobra	zmienić lokalizację punktu podawania azotu i/lub strumień azotu
<20, 50)	dostateczna	zmienić lokalizację punktu podawania azotu i/lub strumień azotu
<0, 20)	niedostateczna	zmienić lokalizację punktu podawania azotu i/lub strumień azotu

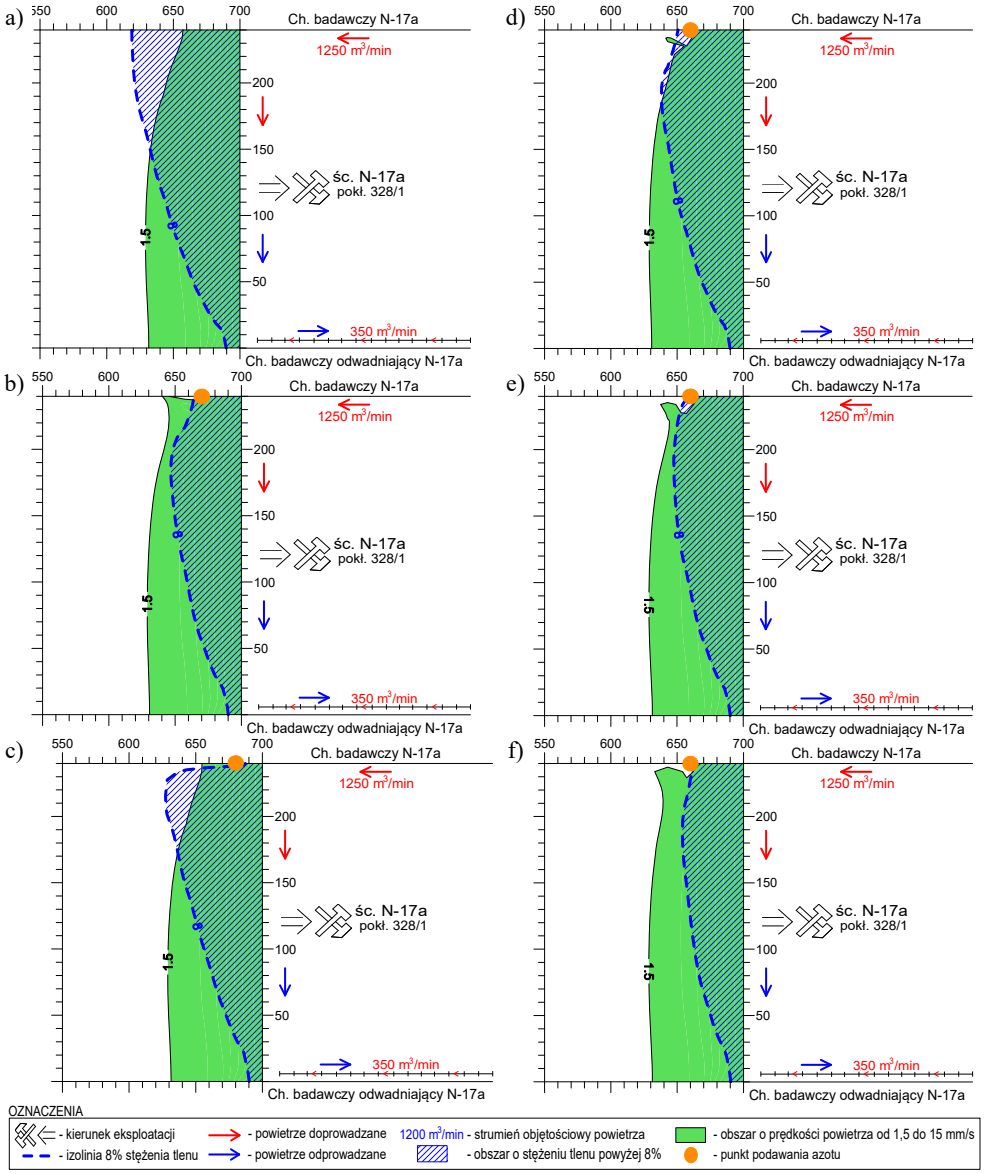
Analizując wyniki wykonanych obliczeń, stwierdzono, iż podawanie 10 m^3/min azotu nie zapewni dostatecznej skuteczności inertyzacji. Minimalny strumień objętościowy azotu, który należy zapewnić, to 20 m^3/min azotu. Jednak zalecane jest zapewnienie większego dopływu gazu inertnego.

W wykonanych obliczeniach rozważano podawanie azotu do 30 m^3/min. Przy takim strumieniu objętościowym gazu inertnego obniżenie zagrożenia pożarowego, według symulacji komputerowej, jest największe. Obniżono wielkość obszaru, w którym warunki do samozagrzewania węgla są sprzyjające, jednak nie zlikwidowano zagrożenia pożarowego całkowicie.

Przy określaniu strumienia objętościowego podawanego azotu, należy wziąć pod uwagę możliwości techniczne wytworzenia oraz doprowadzenia azotu. Dlatego też w rozważanym przykładzie przewidziano doprowadzenie maksymalnie 30 m^3/min azotu.

Aby właściwie wykorzystać dostępny gaz, należy rozważyć różne lokalizacje punktu inertyzacji. Dla przykładu, podając 20 m^3/min azotu w odległości 30 m od linii zawału ściany (rys. 4.2b), można uzyskać większe zmniejszenie powierzchni części wspólnej obszarów o stężeniu tlenu powyżej 8% oraz tego, w którym prędkość przepływu powietrza zawiera się w przedziale od 1,5 do 15 mm/s, niż przy podawaniu 30 m^3/min azotu w odległości 20 m od linii zawału ściany (rys. 4.2c), są to odpowiednio 19% i 13%.

Na podstawie wykonanych symulacji komputerowych, można stwierdzić, iż dla każdego z rozważanych wariantów, najkorzystniejsze jest podanie gazu w odległości od 40 do 50 m od linii zawału ściany; jest to zalecana odległość podawania azotu. Na rysunkach 4.2d÷4.2f przedstawiono przypadki doprowadzania różnych strumieni objętościowych gazu inertnego w odległości 40 m od linii zawału ściany.



Rys. 4.2. Wyniki symulacji komputerowej rozkładu stężenia tlenu w zrobach ściany N-17a, z zaznaczonym obszarem o prędkości powietrza od 1,5 do 15 mm/s: a) bez podawania azotu, b) po podaniu 20 m^3/min azotu 30 m od linii zawału ściany, c) po podaniu 30 m^3/min azotu 20 m od linii zawału ściany d) po podaniu 10 m^3/min azotu 40 m od linii zawału ściany, e) po podaniu 20 m^3/min azotu 40 m od linii zawału ściany, f) po podaniu 30 m^3/min azotu 40 m od linii zawału ściany

Figure 4.2. The results of computer simulation of the distribution of the oxygen concentration in the goaf of longwall N-17, with the marked area of the air velocities of 1.5 to 15 mm/s: a) without injections the nitrogen, b) after injections of 20 m^3/min nitrogen 30 m from goaf line c) after a 30 m^3/min nitrogen 20 m from goaf line d) after injections of 10 m^3/min nitrogen 40 m from goaf line, e) after injections of 20 m^3/min nitrogen 40 m from goaf line, f) after injections of 30 m^3/min nitrogen 40 m from goaf line

Powierzchnię części wspólnej obszaru o stężeniu tlenu powyżej 8% oraz tego, w którym prędkość przepływu powietrza zawiera się w przedziale od 1,5 do 15 mm/s, przy podawaniu 30 m^3/min azotu, zmniejszono o 31%, natomiast przy podawaniu 20 m^3/min azotu powierzchnia tego obszaru zostanie zmniejszona o 20%, zgodnie z przyjętą wcześniej skalą ocen; jest to inertyzacja o dostatecznej skuteczności. Wobec tego minimalny strumień objętościowy azotu, który w przypadku rozważanych zrobów ściany N-17a, należy podawać, to 20 m^3/min.

Mając wymagany strumień objętościowy gazu inertnego oraz odległość punktu iniekcji od linii zawału ściany, można przystąpić do wykonania projektu technicznego inertyzacji.

PODSUMOWANIE

- Dla poprawy skuteczności inertyzacji niezbędne jest określenie miejsca podania gazu inertnego oraz jego ilości.
- Opracowane kryteria oceny skuteczności inertyzacji mogą być pomocne przy podejmowaniu decyzji o wyborze tej metody profilaktyki.
- Mając na uwadze to, że inertyzacja może przyczynić się do obniżenia zagrożenia pożarowego w zrobach konieczne jest, już na etapie projektowania eksploatacji, uwzględnienie możliwości doprowadzenia gazu inertnego.

Artykuł zrealizowano w ramach prac statutowych 11.11.100.774.

LITERATURA

[1] Buchwald P., 2009. Określenie podstawowego kryterium i parametrów oceny skuteczności zastosowania azotu w prewencji pożarów endogenicznych w przestrzeniach otamowanych. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej. *Górnictwo i Geologia, tom 4, zeszyt 3*, s. 31-39.

[2] CSRG, 2002. *Zasady prowadzenia akcji ratowniczych i prac profilaktycznych z wykorzystaniem gazów inertnych*. Centralna Stacja Ratownictwa Górniczego S.A., Bytom, lipiec 2002 r.

[3] CSRG, 2008. *Zasady prowadzenia akcji ratowniczych i prac profilaktycznych z wykorzystaniem gazów inertnych*. Centralna Stacja Ratownictwa Górniczego S.A., Bytom, marzec 2008 r.

[4] Davis J.D., Byrne J.F., 1926. Influence of moisture on the spontaneous heating of coal. *Industrial and Engineering Chemistry, vol 18* (*3*), pp. 233-236.

[5] Maciejasz Z., Kruk F., 1977. *Pożary podziemne w kopalniach. Część I.* Katowice, Wydawnictwo Śląsk.

[6] Mason T.N., Tideswell F.V., 1993. *Gob fires, part 2, the revival of heatings by inleakage of air*. Paper of Safety in Mines Research Board, No. 76.

[7] Szlązak J., 1980. *Wpływ uszczelnienia chodników przyścianowych na przepływ powietrza przez zroby*. Praca doktorska. AGH, Kraków.

[8] Szlązak J., 2010. *Metody obliczania rozpływu powietrza i rozkładu stężenia metanu w zrobach ścian zawałowych*. Przykłady wykorzystania. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice.

[9] Szlązak N., 1990. Ocena zagrożenia pożarowego w zrobach ścian zawałowych na podstawie intensywności ich przewietrzania. *Archiwum Górnictwa*, *t. 35*, *z. 3*, s. 339-345.

[10] Szlązak N., Obracaj D., Piergies K., 2011b. Ogólne zasady inertyzacji azotem zrobów czynnej ściany zawałowej. *Górnictwo i Geoinżynieria*, *Rok 35*, *zeszyt 4*, s. 131-142.

[11] Szlązak N., Obracaj D., Piergies K., 2011c. Podstawy inertyzacji zrobów ścian zawałowych w kopalniach węgla kamiennego. W: *Wybrane zagrożenia aerologiczne w kopalniach podziemnych i ich zwalczanie*, pod red. Nikodema Szlązaka. Kraków, Wydawnictwa AGH, s. 239-259.

[12] Szlązak N., Szlązak J., 2005. *Filtracja powietrza przez zroby ścian zawałowych w kopalniach węgla kamiennego*. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków.

[13] Szlązak N., Yuan S., Obracaj D., 2005. *Zagrożenie pożarowe w kopalniach węgla kamiennego i metody jego oceny*. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków.
[14] Piergies K., 2015. *Ocena skuteczności inertyzacji zrobów ścian zawałowych w kopalniach węgla kamiennego.* Praca doktorska. AGH, Kraków.
[15] *Projekt techniczny eksploatacji pokładu 328/1 ścianą N-17a*.

The Possibility of Effective Inertisation Self-Heating Places in Goaf in Hard Coal Mines

Underground fires in coal mines are among the most common hazard. Exposure of this hazard requiring long term and costly rescue operation. It is connected with the specificity of underground excavations, which have limited volume. This leads to rapid exceeded the maximum permissible concentration of harmful gases and can also cause changes in the direction of air flow.

The certain way to improve the security situation in the Polish coal mining industry is an early prevention. One of the prevention methods is inertisation of the atmosphere in a longwall goaf. These activities are relying on partial or total replacement of air or combustible atmosphere by inert gas. Thanks to that the risk of spontaneous fires hazard and gas explosion decreases. The main reason of the use of inert gases is to reduce the oxygen content to a limit which prevents further development of fire.

The paper presents methods for assessing inert gas to replace oxygen in the atmosphere in goaf.

Możliwości poprawy efektywności odmetanowania górotworu w warunkach polskich kopalń węgla kamiennego

Nikodem Szlązak, Dariusz Obracaj, Justyna Swolkień
AGH w Krakowie

STRESZCZENIE: Metan występujący w pokładach węgla kamiennego stanowi poważne zagrożenie dla bezpieczeństwa w podziemnych zakładach górniczych. Występująca często w rejonie eksploatacji wysoka metanonośność węgla wymaga zastosowania skutecznego odmetanowania. W dotychczas używanej technologii wyróżnia się dwa sposoby odmetanowania w trakcie eksploatacji. Pierwszy z nich związany jest z wierceniem otworów z chodników wentylacyjnych do strefy odprężonej w stropie lub spągu pokładu eksploatowanego. Jest to podstawowy rodzaj odmetanowania w polskim górnictwie. Miejsce wykonywania otworów, jak również ich parametry uzależnione są od systemu eksploatacji i sposobu przewietrzania ściany. Drugi sposób polega na wykonaniu chodników drenażowych w pokładach znajdujących się nad lub pod tym pokładem eksploatowanym.
Odmetanowanie górotworu jest najskuteczniejszym środkiem zwalczania zagrożenia metanowego, zapewniającym zmniejszenie wypływów metanu do przestrzeni roboczych. Najskuteczniejszą metodą okazało się drenowanie metanu z górotworu i otamowanych zrobów i odprowadzanie go osobnymi rurociągami na powierzchnię, wykorzystując depresję wytwarzaną w stacji odmetanowania. Metoda ta pomaga w utrzymaniu żądanych parametrów wentylacyjnych, stawia jednak określone wymagania co do sposobów rozcinania metanonośnych pokładów węgla.
Celem artykułu jest określenie efektywności odmetanowania stosowanych systemów odmetanowania w polskich kopalniach węgla kamiennego oraz wskazanie kierunków jej poprawy.

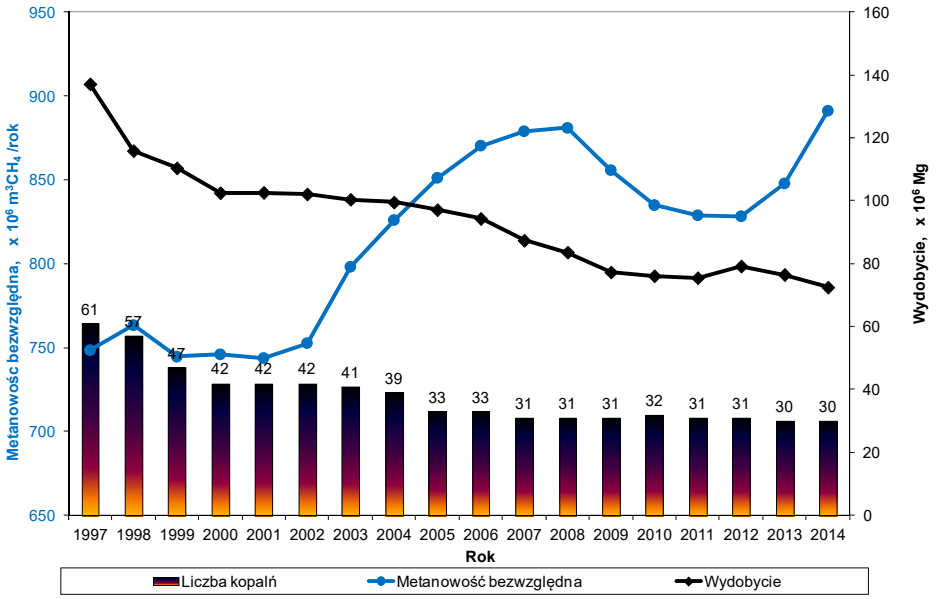
SŁOWA KLUCZOWE: Zagrożenie metanowe, odmetanowanie, metody odmetanowania, systemy przewietrzania ścian, efektywność odmetanowania

1. WSTĘP

Metan występujący w pokładach węgla wpływa niekorzystnie na bezpieczeństwo w podziemnych zakładach górniczych z uwagi na jego uwalnianie podczas prowadzonych prac górniczych. Jest on gazem palnym i wybuchowym, z tego więc względu zawsze stanowił i stanowi poważne zagrożenie bezpieczeństwa w kopalniach węgla kamiennego. Ograniczenie wypływu metanu do przestrzeni wyrobisk górniczych, w celu niedopuszczenia do przekroczenia dopuszczalnych przepisami górniczymi stężeń metanu w powietrzu przepływającym przez wyrobiska, wymaga również stosowania środków profilaktycznych w postaci odmetanowania górotworu [4, 5, 9, 10, 11, 12, 15, 22]. Skuteczne odmetanowanie węgla w podziemnych wyrobiskach górniczych nie tylko poprawia bezpieczeństwo, ale również pozwala zwiększyć koncentrację wydobycia [4, 9, 16]. Efektywne systemy odmetanowania dają możliwość pozyskiwania metanu, jako naturalnego źródła energii, ale również ograniczają niekorzystny jego wpływ na środowisko naturalne wynikający z jego emisji do atmosfery [15, 17, 19].

W 2014 roku roczne wydobycie węgla kamiennego z pokładów metanowych wynosiło 56,7 mln Mg (78,2% wydobycia w 21 kopalniach), a z pokładów niemetanowych 15,8 mln Mg (21,8% wydobycia w 10 kopalniach). Z górotworu objętego wpływami eksploatacji wydzieliło się 891,2 mln m^3 metanu, co stanowi średnie wydzielanie 1696 m^3 CH_4/min [7].

Rysunek 1 pokazuje również wzrost wydzielania metanu na tle wydobycia od roku 1997. W ostatnich latach obserwuje się wzrost metanowości kopalń pomimo spadku wydobycia, co jest spowodowane zarówno wzrostem metanonośności pokładów, ale również wzrostem udziału wydobycia z pokładów metanowych.



Rys. 1. Zmiany metanowości bezwzględnej kopalń węgla kamiennego na tle wydobycia i liczby kopalń. w latach 1997-2014

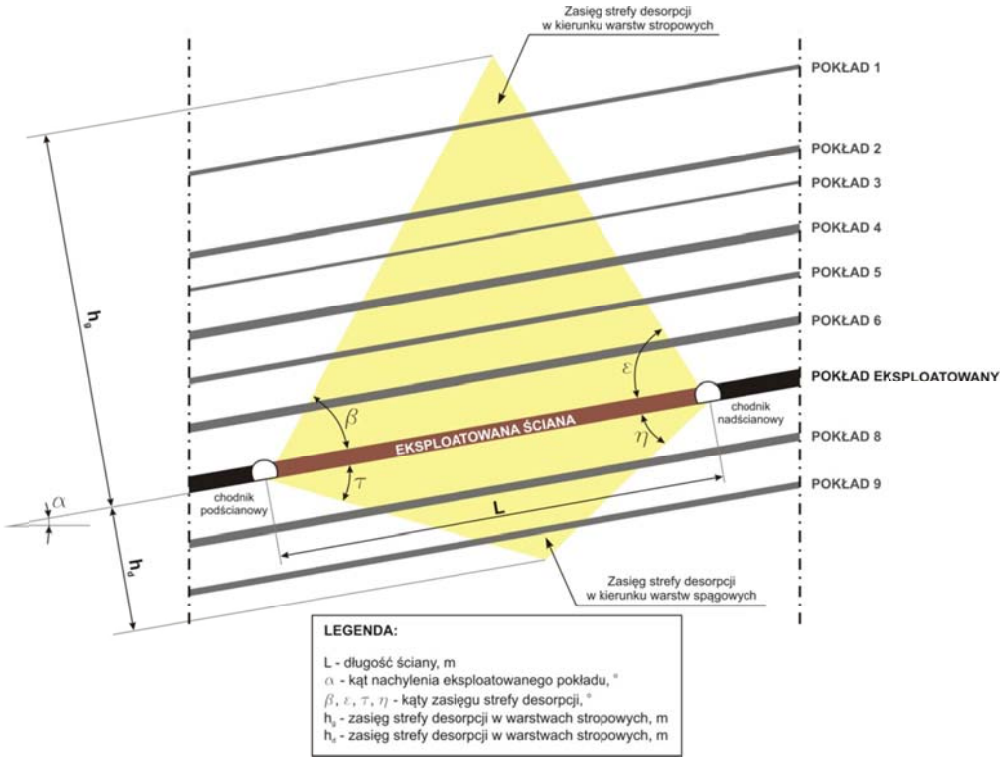
Figure 1. Summary of changes in the coal production and methane bearing capacity in hard coal mines between 1997 and 2014.

W najbliższych latach prowadzenia eksploatacji w polskich kopalniach należy spodziewać się występowania zagrożenia metanowego na podobnym poziomie. Spowoduje to, że będzie ono nadal dominującym w naszych kopalniach. Bezpieczna eksploatacja będzie, więc zapewniona tylko przy odpowiednio dobranej profilaktyce metanowej.

2. METODY ODMETANOWANIA GÓROTWORU STOSOWANE W POLSKICH KOPALNIACH

Warunki geologiczne występowania metanu w złożu węglowym oraz niska przepuszczalność polskich węgli powodują, że uwolnienie gazu bez naruszenia struktury górotworu robotami górniczymi jest niewielkie. Stąd ilość uwalnianego metanu jest ściśle związana z zakresem

prowadzonych robót górniczych tak udostępniających, jak i właściwej eksploatacji pokładów węgla [1, 5, 17].
W polskich kopalniach najczęściej stosowanym systemem eksploatacji jest system ścianowy. Pozwala on uzyskać stosunkowo dużą koncentrację wydobycia i duże postępy przodków [14]. Wysoka metanonośność węgla w rejonie prowadzenia eksploatacji wymaga często zastosowania wysoko skutecznego odmetanowania. Ze względu na różnorodność czynników decydujących o doborze systemu odmetanowania w Polsce stosowanych było wiele sposobów odmetanowania ścian.
W dotychczas stosowanej technologii odmetanowania wyróżnia się dwa sposoby odmetanowania w trakcie eksploatacji. Pierwszy z nich związany jest z wierceniem otworów z chodników wentylacyjnych do strefy odprężonej w stropie lub spągu pokładu eksploatowanego. Jest to podstawowy rodzaj odmetanowania w polskim górnictwie, przy czym zarówno miejsce wykonywania otworów, jak również ich parametry uzależnione są od systemu eksploatacji i sposobu przewietrzania ściany. Drugi sposób związany jest z wykonywaniem chodników drenażowych w pokładach znajdujących się nad lub pod eksploatowanym pokładem.
Odmetanowanie górotworu jest najskuteczniejszym środkiem zwalczania zagrożenia metanowego, zapewniającym zmniejszenie wypływów metanu do przestrzeni roboczych oraz zapobieganie lub zmniejszenie objawów, takich jak np. wydmuchy, nagłe wyrzuty metanu i węgla, itp. Najskuteczniejszą metodą okazało się drenowanie metanu z górotworu i otamowanych zrobów oraz dalsze odprowadzanie go osobnymi rurociągami na powierzchnię, wykorzystując depresję wytwarzaną w stacji odmetanowania. Metoda ta pomaga w utrzymaniu żądanych parametrów wentylacyjnych, jednak stawia określone wymagania odnośnie sposobów rozcinania metanonośnych pokładów węgla. Odmetanowanie wyprzedzające w kopalniach polskich stosowane jest sporadycznie lub wcale się go nie stosuje ze względu na niską przepuszczalność węgli, która decyduje o niskiej skuteczności tej metody.
W przypadku odmetanowywania pokładów sąsiednich niezbędne jest określenie strefy desorpcji wywołanej eksploatacją ściany. Otwory drenażowe powinny być zlokalizowane tak, aby znajdowały się w strefie odprężonej, natomiast nie przecinały strefy zawału bezpośredniego. W polskich warunkach geologicznych dobre wyniki daje wyznaczanie kątów nachylenia otworów drenażowych zgodne z pracą [3], a przedstawionych na rys. 2.
Podane na rysunku 2 kąty zasięgu desorpcji odpowiadają kątom otworów wierconych równolegle do czoła ściany. W przypadku wiercenia otworów skośnych w stosunku do czoła ściany należy uwzględnić odpowiednią poprawkę w kątach nachylenia tych otworów. Jeśli otwory wiercone są z chodnika równoległego, kąty należy wyznaczyć uwzględniając szerokość filara pomiędzy chodnikami, zwracając uwagę na to, by możliwie jak największa część otworu znajdowała się w strefie odprężonej.



Rys. 2. Wyznaczenie strefy desorpcji metanu przy eksploatacji ściany (według [3])
Figure 2. Determining methane desorption zone during mining a longwall panel [according to the work [3])

Długość otworu wynika z warunków geologicznych, a przede wszystkim z usytuowania pokładów węgla, które są źródłem metanu. Jeżeli jest to technicznie możliwe należy dążyć do tego, ażeby otwory przecinały wszystkie pokłady znajdujące się w strefie odprężonej (strefie desorpcji). Wysokość strefy desorpcji zależeć będzie od długości ściany *L*.
Przyjmując oznaczenia jak na rys. 2 wysokość tej strefy w stropie pokładu można obliczyć ze wzoru:

$$h_g = L \cdot \frac{tg\beta \cdot tg\varepsilon}{tg\beta + tg\varepsilon} \tag{1}$$

gdzie β i ε są kątami strefy desorpcji.
Dla obszaru odgazowania w płaszczyźnie pionowej, według schematu umieszonego na rysunku 1 kąty nachylenia obszaru desorpcji do płaszczyzny pokładu będą odpowiednio wynosić:

- dla chodnika podścianowego:

$$\beta = \delta_g - \alpha \tag{2}$$

- oraz dla chodnika nadścianowego

$$\varepsilon = \delta_d + \alpha \tag{3}$$

gdzie α - kąt nachylenia eksploatowanego pokładu, deg.
Wartości kątów desorpcji δ_d i δ_g można znaleźć w m. in. w pracy [11]. Dla warstw spągowych przyjmuje się odpowiednio kąty przeciwległe. Ponieważ wypływ gazów z warstw spągowych

jest jednak mniejszy niż wynika to z obliczonego obszaru desorpcji, przyjmuje się tylko połowę wartości kątów desorpcji w stropie pokładu:

$$\tau = \frac{\beta}{2} \tag{4}$$

$$\eta = \frac{\varepsilon}{2} \tag{5}$$

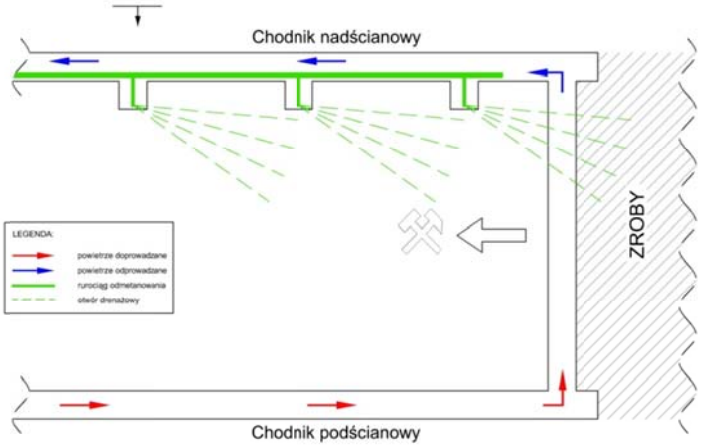
Zatem dla warstw spągowych zasięg desorpcji obliczyć można ze wzoru:

$$h_d = L \cdot \frac{tg\eta \cdot tg\tau}{tg\eta + tg\tau} \tag{6}$$

Rozmieszczenie otworów drenażowych w rejonie ściany uzależnione jest od stosowanego systemu eksploatacji i przewietrzania [5, 10, 11, 12, 13, 14, 15, 19, 22].

2.1. *Odmetanowanie ściany przewietrzanej systemem U*

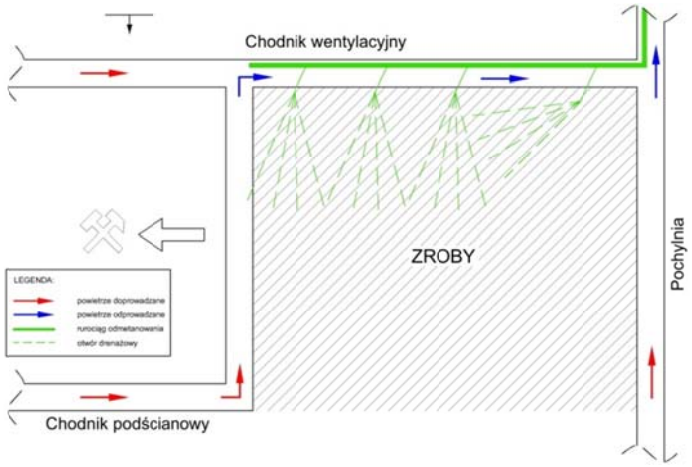
Powietrze w tym systemie doprowadzane jest z chodnika podścianowego i po przejściu przez ścianę odprowadzane jest przed front ściany wzdłuż calizny węglowej. Otwory drenażowe w tym systemie wiercone są z chodnika nadścianowego (wentylacyjnego) i są likwidowane po przejściu frontu eksploatacji. Przykład rozmieszczenia otworów drenażowych w ścianie przewietrzanej systemem U jest przedstawiony na rysunku 3.



Rys. 3. System przewietrzania U
Fig. 3. „U" ventilation system of longwall panel

2.2. *Odmetanowanie ściany przewietrzanej systemem Y*

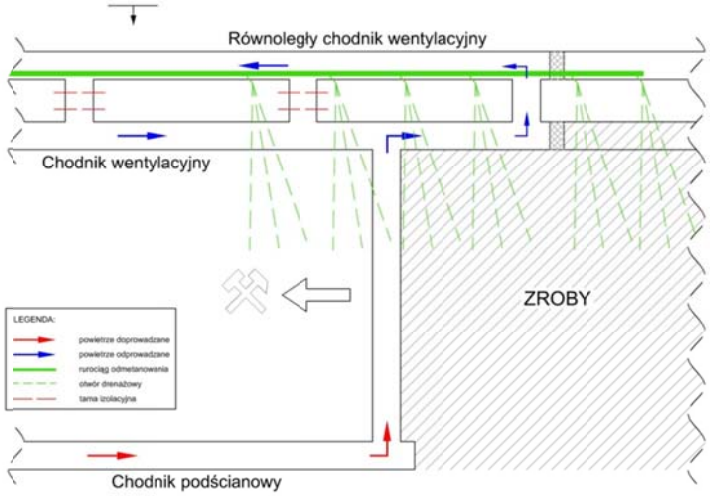
System taki stosowany jest w ścianach o dużej prognozowanej metanowości. W systemie tym powietrze doprowadzane jest do ściany chodnikiem podścianowym, a wylot ze ściany jest doświeżany z chodnika wentylacyjnego. Otwory drenażowe w tym systemie wiercone są z chodnika nadścianowego (wentylacyjnego). Zadaniem otworów w tym systemie jest odprowadzenie metanu z miejsc jego największego wydzielania. Odmetanowaniu poddane są zroby ściany. Największe ilości metanu są ujmowane przez otwory drenażowej znajdujące się w odległości 50-200 m za frontem ścianowym. Przykład rozmieszczenia otworów drenażowych w ścianie przewietrzanej systemem Y jest przedstawiony na rysunku 4.



Rys. 4. Schemat przewietrzania Y
Figure 4. „Y" ventilation system of longwall panel

2.3. *Odmetanowanie ściany z równoległego chodnika wentylacyjnego*

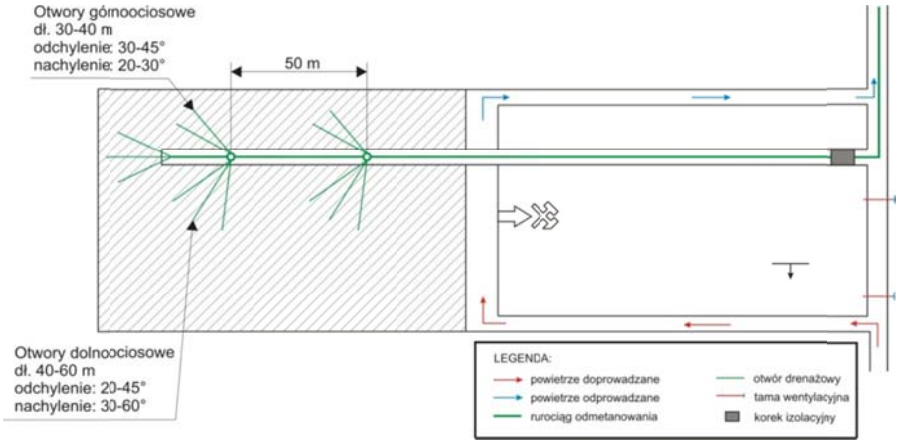
Ten sposób prowadzenia odmetanowania jest stosowany w warunkach bardzo dużej metanowości ściany. Wymaga on jednak prowadzenia dodatkowych robót górniczych. Trzeba wykonać dwa chodniki wentylacyjne. Powietrze doprowadzane jest do ściany chodnikiem podścianowym, a wylot ze ściany jest doświeżany z chodnika wentylacyjnego (niższego). Powietrze w pierwszej fazie jest odprowadzane ze ściany w kierunku zrobów, skąd przecinką pomiędzy dwoma chodnikami wentylacyjnymi jest kierowane do chodnika wyższego. Otwory drenażowe w tym systemie wiercone są z równoległego chodnika wentylacyjnego (wyższego) w kierunku oddzielającej chodniki calizny węglowej. Przykład rozmieszczenia otworów drenażowych wykonanych z równoległego chodnika wentylacyjnego jest przedstawiony na rysunku 5.



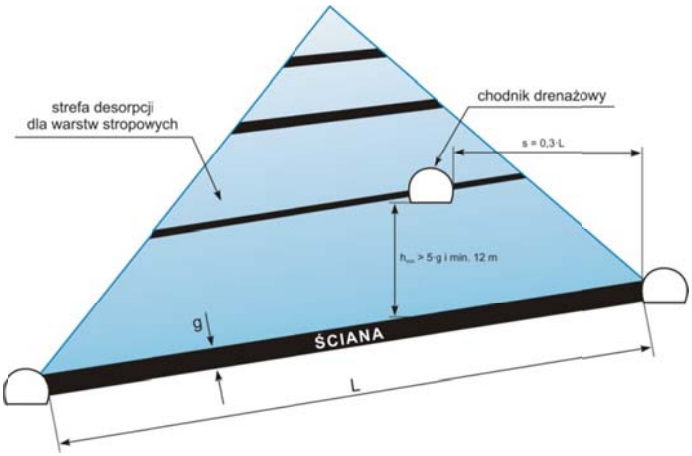
Rys. 5. System przewietrzania z równoległym chodnikiem wentylacyjnym
Figure 5. „Y" return side ventilation system of longwall panel with parallel return gateroad

2.4. *Odmetanowanie ściany z z nadległego chodnika drenażowego*

Ten system odmetanowania jest rzadziej stosowany. Metoda ta została po raz pierwszy wykorzystana w kopalniach zagłębia Saary w późnych latach 40-tych XX wieku. Zwana jest również metodą chodnika przyległego (ang. *superjacent heading, łac. superjacēre)* lub metodą *"Hirschbach"* [20].W pewnej odległości nad eksploatowanym polem ścianowym wykonuje się chodnik, z którego wierci się otwory drenażowe w kierunku zrobów eksploatowanej ściany. W systemie tym istnieje także możliwość wykonywania otworów drenażowych do sąsiednich pokładów. Przykład rozmieszczenia otworów drenażowych wykonanych z nadległego chodnika drenażowego jest przedstawiony na rysunkach 6 i 7. Zasadą systemu jest wykonanie nad pokładem eksploatowanym, w towarzyszącym pokładzie nieprzemysłowym (nie przeznaczonym do eksploatacji) specjalnego chodnika, zwanego chodnikiem drenażowym (metanowym). Chodnik powinien być zlokalizowany w strefie górotworu, objętej zasięgiem desorpcji. Sposób wyznaczenia tej strefy podany został na rysunkach 2 i 7, a opisany jest zależnościami (1)-(6).



Rys. 6. Schemat odmetanowania z chodnikiem drenażowym [1, 6, 20]
Figure 6. Scheme of methane drainage with an overlying drainage heading [1, 6, 20]



Rys. 7 Schemat uzytuowania chodnika drenażowego [1, 6, 20]
Figure 7. Localisation of overlying drainage heading in desorption zone [1, 6, 20]

Odległość pomiędzy pokładem eksploatowanym, a chodnikiem drenażowym nie powinna być mniejsza niż 5-cio krotna grubość eksploatacji i jednocześnie nie mniejsza niż 12 m. Przesunięcie poziome chodnika drenażowego od krawędzi strefy desorpcji od strony chodnika wentylacyjnego ściany powinno wynosić $l_d = 0{,}3 \cdot L$. Z chodnika drenażowego wykonywane są w kierunku górnego i dolnego ociosu w odległościach co ok. 50 m wiązki otworów drenażowych o typowych średnicach i o następujących kierunkach:

- otwory górnoociosowe:
  - długość - 30 – 40 m
  - odchylenie - 30 - 45°
  - nachylenie - 20 - 30°
- otwory dolnoociosowe:
  - długość - 40 – 60 m
  - odchylenie - 20 - 45°
  - nachylenie - 30 - 60°.

Otwory te wiercone są do pokładów towarzyszących, poprawiając zdrenowanie górotworu, natomiast nie jest celowe wykonywanie ich w tym pokładzie, w którym istnieje chodnik drenażowy. Otwory te wykonywane są bez stosowania rur obsadowych.

Po wykonaniu pełnego zakresu prac wiertniczych obudowa chodnika jest likwidowana. Wlot chodnika zostaje zaizolowany szczelnym korkiem izolacyjnym (wykonanym z pyłu dymnicowego), przez który przeprowadzone zostają rurociągi metanowe oraz rury kontrolne (pomiarowe). Ujęcie metanu prowadzone jest prawie wyłącznie zza korka izolacyjnego, z wyjątkiem pierwszego okresu biegu ściany, w którym, na skutek braku połączeń zrobowych nie może być prowadzone ujęcie metanu za pośrednictwem drenażu nadległego. W okresie tym odmetanowanie prowadzone jest otworami drenażowymi, wykonanymi z chodnika nadścianowego. Na podstawie dotychczasowych doświadczeń można stwierdzić, że metoda drenażu nadległego jest szczególnie przydatna w takich przypadkach, gdy większość wydzielania metanu pochodzi z pokładu eksploatowanego oraz z pokładów podbieranych (zalegających w stropie). Niezwykle istotna jest ilość i sumaryczna grubość pokładów podbieranych, znajdujących się pod wpływem odgazowania - im większa jest ta grubość, tym lepszy wynik odmetanowania.

3. DOBÓR METODY ODMETANOWANIA POKŁADÓW WĘGLA DLA RÓŻNYCH WARUNKÓW GÓRNICZO-GEOLOGICZNYCH

Rejony ścian zawałowych są miejscem najbardziej narażonym na powstanie pożaru endogenicznego i wydzielania dużych wydajności metanu z górotworu. Zapobieganie tym zagrożeniom powszechnie rozumiane jest jako profilaktyka pożarowa i metanowa. Najczęściej należą do niej takie elementy, jak dobór systemu przewietrzania, wyznaczenie odpowiedniego wydatku powietrza i sposobu monitorowania oraz określenie i realizowanie konkretnych prac profilaktycznych. W czasie prowadzenia ruchu ściany i w okresie jej likwidacji są to zwykle (na przykład) izolowanie, inertyzacja lub przemulanie zrobów (chociaż znane są i stosowane także inne, tego rodzaju prace).

Planowanie konkretnej eksploatacji w oprócz takich zagrożeń musi nosić cechy działań probezpiecznych i powinno być procesem wieloetapowym. Niezmiernie istotne jest aby zagrożenia metanowe oraz pożarami endogenicznymi stanowiły podstawę do opracowania koncepcji udostępnienia złoża w danej partii oraz stanowiły podstawę do założeń systemu eksploatacji i

przewietrzania w trakcie wybierania złoża. Należy przeprowadzić szczegółową analizę warunków górniczo – geologicznych oraz prognozowanego stanu zagrożeń naturalnych przed podjęciem decyzji o wyborze ze sposobu udostępnienia i rozcięcia złoża węgla kamiennego. Wybór metody odmetanowania na tym etapie jest uwarunkowany zakładanych systemem eksploatacji oraz przewietrzania wyrobisk eksploatacyjnych.
Przedstawiony w niniejszym rozdziale tok postępowania przy doborze systemu odmetanowania umożliwia wzrost efektywności odmetanowania i zwiększenie bezpieczeństwa pracy górników. W zależności od warunków górniczych i geologicznych można dobrać najbardziej optymalny system odmetanowania.

3.1. *Planowanie eksploatacji*

Planowanie konkretnej eksploatacji musi nosić cechy działań probezpiecznych, powinno być procesem wieloetapowym i realizowanym w odpowiedniej kolejności.
Składają się na nie:

- Rozpoznanie zagrożeń – dokonane na podstawie oceny występujących warunków naturalnych oraz dotychczas wykonanych robót górniczych w danym rejonie (tzw. zaszłości eksploatacyjne).
- Wykonanie projektu wstępnego eksploatacji – dobór systemu eksploatacji, wyposażenia technicznego, technologii robót i planu wydobycia.
- Szczegółowe rozpoznanie zagrożeń – to jest wykonanie prognoz kształtowania się zagrożeń, z uwzględnieniem wyników pierwszego etapu rozpoznawania i warunków projektu wstępnego oraz zaprojektowanie systemowego monitorowania zagrożeń (rodzaj i rozmieszczenie czujników, systemy zabezpieczające itp.).
- Wykonanie projektu skorygowanego – po weryfikacji założeń wstępnego projektu z prognozami zagrożeń i projektem systemowego monitorowania oraz po dokonaniu niezbędnych zmian.
- Zaplanowanie prac profilaktycznych dla zwalczania poszczególnych zagrożeń – z uwzględnieniem założeń projektu skorygowanego oraz zagrożenia dominującego.
- Wykonanie projektu ostatecznego – po weryfikacji założeń projektu skorygowanego z planami prac profilaktycznych i po dokonaniu niezbędnych zmian.

Taki tryb planowania powinien wyeliminować, a przynajmniej zdecydowanie ograniczyć czynnik nieprzewidywalności, którego skutkiem są zazwyczaj straty ekonomiczne lub nawet niebezpieczne (tragiczne) zdarzenia.
W przypadku zagrożenia metanowego dużą rolę w projektowaniu odgrywa możliwość odmetanowania projektowanej do eksploatacji parceli. Musi ono przy tym uwzględniać inne występujące zagrożenia, ogólne bezpieczeństwo prowadzenia robót oraz optymalizację kosztów. Analizę poprzedzającą projektowanie należy przeprowadzić pod kątem szeregu różnych zagadnień, takich jak:

- warunki naturalne (np. zalegania górotworu, pokładu węgla),
- prognozowanie kształtowania się poziomu rozpoznanych zagrożeń dla okresu eksploatacji (metanowego, pożarowego),
- wpływ człowieka na obniżenie poziomu zagrożeń (np. na etapie rozpoznawania i prognozowania poziomu zagrożeń, projektowania eksploatacji i prac profilaktycznych),
- poziom techniczno-technologiczny prowadzenia robót (np. nowoczesność i jakość maszyn i urządzeń oraz obudowy wyrobisk, system eksploatacji),
- planowanie rozpoznawania aktywnego rzeczywistego poziomu występujących zagrożeń w czasie prowadzenia ruchu ściany (np. sposób kontroli i systemowego monitorowania rejonu

eksploatacji pod względem parametrów pracy urządzeń i parametrów niebezpiecznych czynników),
- przewidywalność niebezpiecznych zdarzeń (np. wstrząsu górotworu, tąpnięcia, samozapalenia, wybuchu).

Sposób ten można przedstawić w postaci algorytmu (rysunki 8 i 9).
W zdecydowanej większości przypadków wpływ na bezpieczeństwo załogi i ruchu zakładu górniczego ma zdolność decydentów (kierownictwa kopalni, dozoru górniczego itp.) do zachowania procedur postępowania dla stanów awaryjnych i stanów krytycznych (np. w przypadku wzrostu jednego lub kilku jednocześnie zagrożeń naturalnych lub technicznych).
Kolejnym ważnym elementem probezpiecznych działań jest profilaktyka, która powinna w pierwszym rzędzie zmierzać do całkowitego wyeliminowania zagrożeń.
Do elementów profilaktyki należą przede wszystkim:
- dobór odpowiedniego systemu kierowania stropem i technologii eksploatacji, uwzględniających występujące uwarunkowania, w tym minimalizowanie możliwości przedostawania się węgla do zrobów,
- zaplanowanie długości ściany oraz jej wyposażenia umożliwiających uzyskiwanie na tyle dużego postępu miesięcznego, by strefa beztlenowa w zrobach zdążyła objąć obszary z węglem przed upływem jego okresu inkubacji pożaru, czyli zadziałać wyprzedzająco,
- wybór systemu przewietrzania, dostosowanego do zagrożenia dominującego,
- zaprojektowanie optymalnych wydatków powietrza przepływającego przez rejon ściany, uwzględniając przy tym minimalizację migracji powietrza przez zroby,
- cykliczne podawanie do zrobów wody, lub mieszanin wodno-popiołowych, wodno-piaskowych itp.,
- regulacja wydatku objętościowego przepływu powietrza w ścianie,
- wyrównywanie rozkładu potencjałów aerodynamicznych w rejonie ściany i jej istotnym sąsiedztwie – w celu ograniczenia migracji gazów w zrobach lub/i jej właściwemu ukierunkowaniu.

O możliwości zastosowania tych czynników decydują głównie warunki geologiczno-górnicze, w jakich prowadzona będzie eksploatacja, które często uniemożliwiają zastosowanie czynników skuteczniej przeciwdziałających efektom utleniania węgla.

3.2. *Wybór metody odmetanowania wyrobisk eksploatacyjnych*

Analizując stosowane systemy odmetanowania wyrobisk eksploatacyjnych należy wyróżnić dwie metody odmetanowania w warunkach polskich kopalń węgla kamiennego.

A) Otworami drenażowymi wierconymi z chodników wentylacyjnych do strefy odprężonej w stropie i/lub spągu pokładu eksploatowanego; metoda ta jest metodą zasadniczą, przy czym zarówno miejsce wykonywania otworów jak również ich parametry uzależnione są od systemu eksploatacji i przewietrzania ściany. Wśród rozwiązań odmetanowania tej metody można wyróżnić odmetanowanie przy systemach eksploatacji i przewietrzania:
   - ściany podłużne prowadzone od granic pola z systemem przewietrzania U,
   - ściany podłużne prowadzone od granic pola z systemem przewietrzania Y,
   - ściany podłużne prowadzone z równoległym chodnikiem wentylacyjnym.

B) Chodnikami drenażowymi wykonywanymi w pokładzie znajdującym się w strefie odprężonej nad pokładem eksploatowanym, zwaną metodą drenażu nadległego lub podległego.

3.3. *Wytyczne w zakresie postępowania projektowego*

1. Przed przystąpieniem do projektowania eksploatacji w nowej partii pokładów należy rozpoznać stan zagrożeń naturalnych, które stanowią podstawę do opracowania projektu koncepcyjnego eksploatacji złoża.
2. Projekt koncepcyjny eksploatacji złoża, pokładu lub ich części zaliczonych do drugiej kategorii zagrożenia metanowego musi zawierać między innymi prognozę metanowości bezwzględnej wyrobisk, która warunkuje dobór systemu przewietrzania ścian eksploatacyjnych i opracowanie profilaktyki oraz zasad zwalczania zagrożenia metanowego. Ocena zagrożenia metanowego i dobór systemu odmetanowania mogą być prowadzone według algorytmu postępowania podanego na rysunku 8.
3. W projekcie technicznym eksploatacji ścianowej należy ponownie wykonać szczegółową prognozę metanowości wyrobiska ścianowego wraz z określeniem możliwości wentylacyjnych zwalczania zagrożenia metanowego.
4. Ściany eksploatacyjne, dla których prognoza metanowości bezwzględnej przekracza 10 m^3CH_4/min wyposażone muszą być w instalacje do odmetanowania. W zależności od warunków górniczo – geologicznych odmetanowanie ścian może być prowadzone przy prognozowanej metanowości bezwzględnej poniżej 10 m^3CH_4/min.
5. Dla skutecznego zwalczania zagrożenia metanowego i efektywnego odmetanowania można zastosować jeden z czterech zasadniczych systemów przewietrzania ścian eksploatacyjnych – rysunku 10 (w tabeli 1 podano średnie efektywności odmetanowania wyrobisk eksploatacyjnych uzyskiwane przy różnych systemach przewietrzania i odmetanowania w polskich kopalniach węgla kamiennego w okresie ostatnich 10 lat):
   - ściany przewietrzane systemem U przy prognozowanej metanowości bezwzględnej do 25 m^3CH_4/min,
   - ściany przewietrzane systemem Y przy prognozowanej metanowości bezwzględnej do 50 m^3CH_4/min,
   - ściany przewietrzane systemem U z równoległym chodnikiem wentylacyjnym przy prognozowanej metanowości bezwzględnej przekraczającej 25 m^3CH_4/min,
   - ściany przewietrzane systemem U z chodnikiem drenażowym przy prognozowanej metanowości bezwzględnej przekraczającej 25 m^3CH_4/min,
6. System odmetanowania z chodnikiem drenażowym można stosować jeżeli nad eksploatowanym pokładem zalega pokład pozabilansowy w odległości odpowiadającej 5-cio krotnej miąższości pokładu eksploatowanego (jednakże nie niżej niż 12 m nad pokładem eksploatowanym). W innych przypadkach stosowanie tego systemu nie jest ekonomicznie uzasadnione.
7. Dobór parametrów i lokalizacja otworów odmetanowania uzależniona powinna być od przyjętego systemu przewietrzania ściany, wyników prognozy metanowości bezwzględnej i wyznaczonej strefy desorpcji metanu (strefy odgazowania górotworu).
8. Projekt odmetanowania powinien zawierać:
   - obliczenia wymaganej depresji w otworach drenażowych,
   - wymiarowanie instalacji wraz w doborem elementów regulacyjnych,
   - dobór systemu monitoringu i sterowania rozpływem mieszaniny w sieci odmetanowania.
9. Każdorazowo po wyznaczeniu wymaganej wydajności ujmowanego metanu w nowym rejonie wentylacyjnym, kopalniana sieć rurociągów odmetanowania powinna być przeliczona

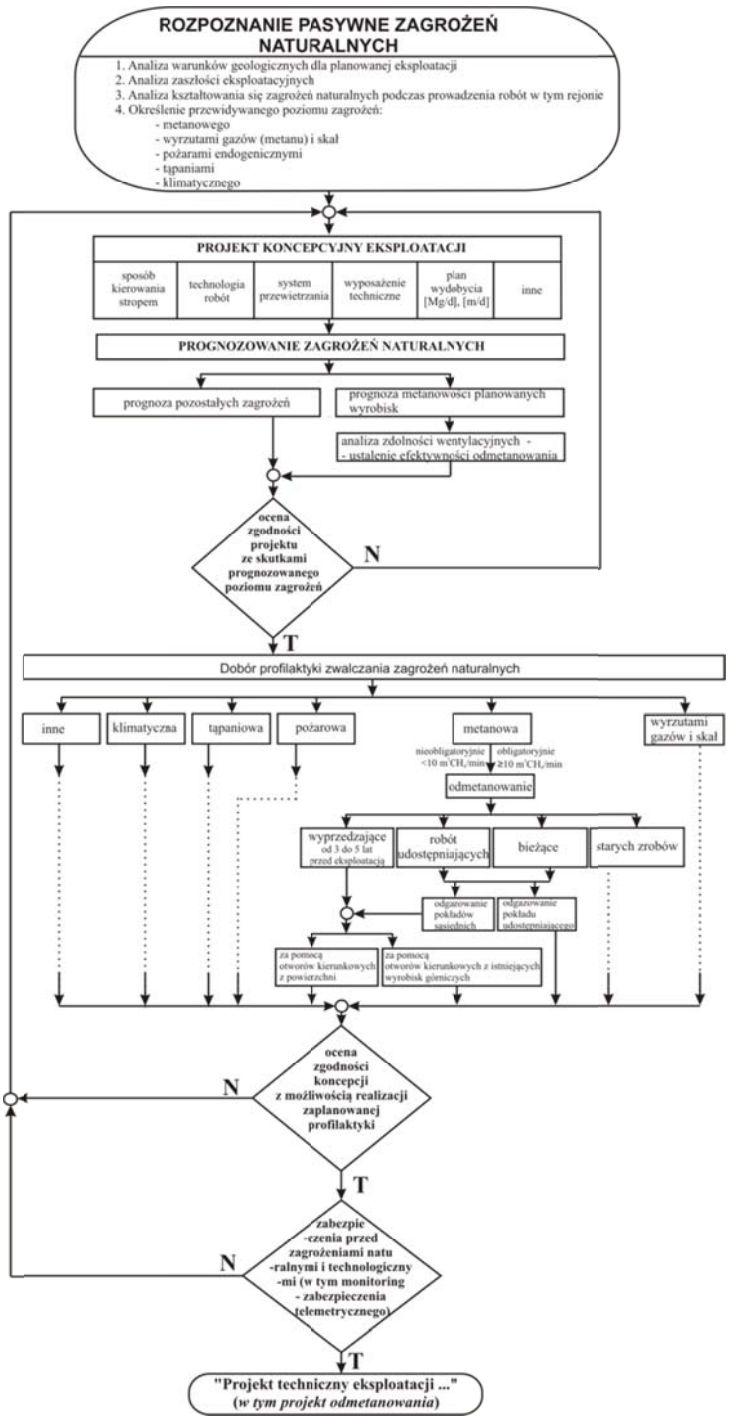
w zakresie oporów przepływu i zapewnienia wymaganych depresji na wszystkich wiązkach otworów drenażowych.

10. Projektowanie odmetanowania można realizować w oparciu o algorytm postępowania podany na rysunku 9.

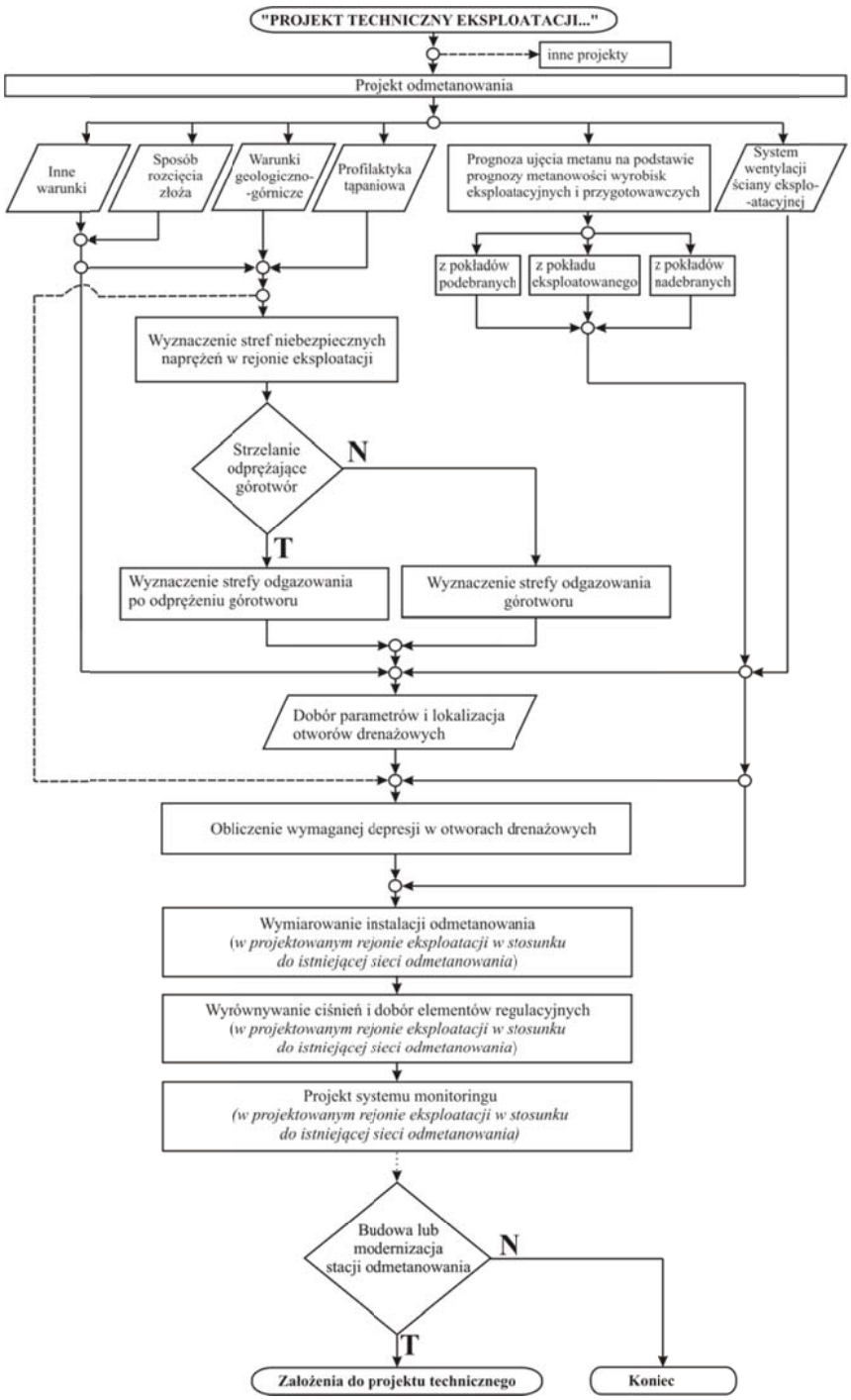
Tabela 1. Średnie efektywności odmetanowania wyrobisk eksploatacyjnych uzyskiwane przy różnych systemach przewietrzania i odmetanowania w polskich kopalniach węgla kamiennego w okresie ostatnich 10 lat
Table 1. Average effectiveness of methane drainage of longwall panels for different ventilation and drainage systems in Polish hard coal mines obtained in last 10 years

Wyszczególnienie	**Metanowość całkowita, m^3/min**									średnia efekt. odmet., %
	<10	10-20	20-30	30-40	40-50	50-60	60-70	70-80	>80	
ściany przewietrzane systemem „U”	38,5	39,0	40,6	38,3	48,8	64,0	-	-	-	41,2
ściany przewietrzane systemem „Y”	33,8	43,7	52,4	56,1	49,9	46,2	57,9	-	-	48,7
ściany przewietrzane systemem „U” z równoległym chodnikiem wentylacyjnym	-	-	58,0	60,1	62,2	64,2	64,5	68,3	71,5	63,9
ściany przewietrzane systemem „U” z chodnikiem drenażowym	49,0	58,6	60,2	62,6	68,4	64,7	68,6	68,8	76,0	63,4

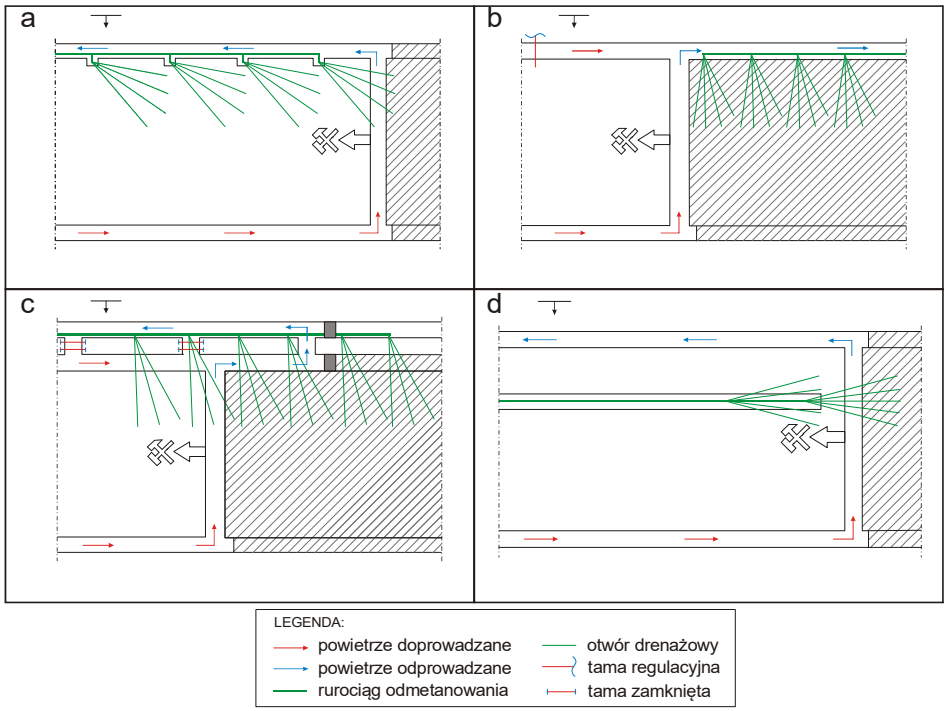
kolorem szarym zaznaczono efektywności odmetanowania, które nie zabezpieczają bezpiecznych warunków pracy z uwagi na zbyt duże wydzielanie metanu do ściany. W przypadku systemu przewietrzania U metanowość wentylacyjna nie powinna przekraczać 15 m3CH4/min.



Rys. 8. Odmetanowanie w algorytmie projektowania eksploatacji
Figure 8. Methane drainage in algorithm of mining planning



Rys. 9. Algorytm projektowania odmetanowania
Figure 9. Algorithm of the methane drainage design



Rys. 10. Przykłady rozmieszczenia otworów drenażowych przy różnych systemach przewietrzania ściany. a) przewietrzana systemem U, b) przewietrzana systemem Y, c) przewietrzana systemem U z równoległym chodnikiem wentylacyjnym, d) przewietrzana systemem U z nadległym chodnikiem drenażowym
Figure 10. Examples of the localisation of methane drainage boreholes for the different ventilation systems of longwall panel, a) "U" ventilation system, b) "Y" ventilation system, c)) "U" ventilation system with parallel return roadway d)) "U" ventilation system with the overlying drainage heading

PODSUMOWANIE

Przed przystąpieniem do projektowania eksploatacji w nowej partii pokładów należy rozpoznać stan zagrożeń naturalnych, które stanowią podstawę do opracowania projektu koncepcyjnego eksploatacji złoża. Projekt koncepcyjny eksploatacji złoża, pokładu lub ich części zaliczonych do drugiej kategorii zagrożenia metanowego musi zawierać między innymi prognozę metanowości bezwzględnej wyrobisk, która warunkuje dobór systemu przewietrzania ścian eksploatacyjnych i opracowanie profilaktyki oraz zasad zwalczania zagrożenia metanowego. Ocena zagrożenia metanowego i dobór systemu odmetanowania mogą być prowadzone według algorytmu postępowania podanego na rysunku 8.
W projekcie technicznym eksploatacji ścianowej należy ponownie wykonać szczegółową prognozę metanowości wyrobiska ścianowego wraz z określeniem możliwości wentylacyjnych zwalczania zagrożenia metanowego. Ściany eksploatacyjne, dla których prognoza metanowości bezwzględnej przekracza 10 m^3CH_4/min wyposażone muszą być w instalacje do odmetanowania. W zależności od warunków górniczo-geologicznych odmetanowanie ścian może być prowadzone przy prognozowanej metanowości bezwzględnej poniżej 10 m^3CH_4/min.

Dla skutecznego zwalczania zagrożenia metanowego i efektywnego odmetanowania można zastosować jeden z czterech zasadniczych systemów przewietrzania ścian eksploatacyjnych – rysunek 10. Badania efektywności odmetanowania ścian eksploatacyjnych przedstawiono między innymi pracach [11, 12, 13, 14, 16, 18, 19, 20].
W tabeli 1 przedstawiono średnie wartości odmetanowania przy różnych systemach przewietrzania i odmetanowania w zależności od metanowości całkowitej ścian w okresie ostatnich 10 lat):

- ściany przewietrzane systemem U przy prognozowanej metanowości bezwzględnej do 25 m^3CH_4/min,
- ściany przewietrzane systemem Y przy prognozowanej metanowości bezwzględnej do 50 m^3CH_4/min,
- ściany przewietrzane systemem U z równoległym chodnikiem wentylacyjnym przy prognozowanej metanowości bezwzględnej przekraczającej 25 m^3CH_4/min,
- ściany przewietrzane systemem U z chodnikiem drenażowym przy prognozowanej metanowości bezwzględnej przekraczającej 25 m^3CH_4/min,

System odmetanowania z chodnikiem drenażowym można stosować jeżeli nad eksploatowanym pokładem zalega pokład pozabilansowy w odległości odpowiadającej 5-cio krotnej miąższości pokładu eksploatowanego (jednakże nie niżej niż 12 m nad pokładem eksploatowanym). W innych przypadkach stosowanie tego systemu nie jest ekonomicznie uzasadnione.
Na efektywność odmetanowania podczas eksploatacji złóż węgla kamiennego mają wpływ zmiany ciśnienia barometrycznego, stosowana profilaktyka przy samozagrzewaniu węgla w zrobach ściany, uszczelnienie rury obsadowej otworów drenażowych, strzelania wstrząsowe w rejonie ściany oraz szybkość postępu ściany. W trakcie biegu ściany zmianie ulega ilość ujmowanego metanu oraz efektywność odmetanowania. Na etapie rozruchu ściany zarówno metanowość bezwzględna, jak również ilość metanu ujmowanego przez odmetanowanie uzyskują niższe wartości. Po okresie rozruchu ściany parametry te wzrastają i utrzymywały się na względnie stałym poziomie w czasie eksploatacji ściany. Wzrosła również efektywność odmetanowania.

Artykuł został zrealizowany w ramach pracy statutowej nr 11.11.100.774.

LITERATURA

[1] Berger J., Markiewicz J., Dołęga T. 2010: Influence of Distance of Exploitational Front from Drainage Boreholes on their Efficiency with Use the U Ventilation System. Archives of Mining Sciences, Vol. 55, No 3, p. 561-571.
[2] Filipecki J., Janowicz E., Malina Z. 2006: Efektywne metody odmetanowania górotworu w warunkach KWK „Brzeszcze-Silesia" Ruch I „Brzeszcze". 4 Szkoła Aerologii Górniczej, 10-13.10.2006, Kraków.
[3] Flügge G. 1971: Die Anwendung der Trogtheorie auf den Raum der Zusatzausgasung. Glückauf Forchungshefte, Nr 32.
[4] Krause E. 2005: Czynniki kształtujące wzrost zagrożenia metanowego w ścianach o wysokiej koncentracji wydobycia. Przegląd Górniczy nr 9, s. 19-25.
[5] Krause E., Łukowicz K. 2013: Określenie obszarów efektywnego odmetanowania środowiska ścian dla stosowanych sposobów przewietrzania. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, miesięcznik Wyższego Urzędu Górniczego, Nr 6, s. 15-26.
[6] Praca zbiorowa pod redakcją pracowników KWK „Brzeszcze" 2003: Kopalnia Brzeszcze wczoraj i dziś. Brzeszcze, Wydawnictwo Prasa Beskidzka.

[7] Raporty roczny o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego. Główny Instytut Górnictwa 2015, Katowice.
[8] Roszkowski J., Szlązak N. 1999: Wybrane problemy odmetanowania kopalń węgla kamiennego. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków.
[9] Szlązak J., Szlązak N.: Dobór systemu przewietrzania ściany w aspekcie występujących zagrożeń naturalnych. Wydawnictwa WUG, Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, miesięcznik Wyższego Urzędu Górniczego 2004, Nr 9, s. 12-21.
[10] Szlązak N., Berger J., Borowski M., Obracaj D., Swolkień J., Korzec M. 2012: Metody odmetanowania pokładów węgla. Wydawnictwa AGH, Kraków.
[11] Szlązak N., Borowski M., Obracaj D., Swolkień J., Korzec M. 2015: Odmetanowanie górotworu w kopalniach węgla kamiennego. Wydawnictwa AGH, Kraków.
[12] Szlązak N., Borowski M., Obracaj D., Swolkień J., Korzec M. 2014: Comparison of methane drainage methods used in Polish coal mines. Archives of Mining Sciences, vol. 59, no. 3, s. 655–675.
[13] Szlązak N., Borowski M., Obracaj D., Swolkień J., Korzec M. 2014: Efektywność w różnych systemach odmetanowania w warunkach polskich kopalń węgla kamiennego oraz zagospodarowanie ujętego metanu. Górnictwo – perspektywy, zagrożenia: klimatyzacja, zagrożenia aerologiczne. praca zbiorowa, monografia pod red. Franciszek Plewa, Henryk Badura. Gliwice, Publisher PA NOVA SA., s. 117–131.
[14] Szlązak N., Borowski M., Obracaj D. 2008: Kierunki zmian w systemach przewietrzania ścian eksploatacyjnych z uwagi na zwalczanie zagrożeń wentylacyjnych. Gospodarka Surowcami Mineralnymi, Tom 24, Z. ½.
[15] Szlązak N., Borowski M., Swolkień J. 2014: Ocena efektywności odmetanowania górotworu przy eksploatacji pokładu ścianą z podwójnym chodnikiem wentylacyjnym. GZN 2014: Górnicze Zagrożenia Naturalne 2014: XXI międzynarodowa konferencja naukowo-techniczna: zagrożenia naturalne a bezpieczne i efektywne kopalnie: Targanice k/Żywca, 4–7 listopada 2014, Wyd. Główny Instytut Górnictwa.
[16] Szlązak N., Kubaczka Cz. 2012: Impact of coal output concentration on methane emission to longwall faces. Archives of Mining Sciences, Vol. 57, No. 1, s. 3–21.
[17] Szlązak N., Obracaj D., Borowski M., Korzec M., Swolkień J., 2012: Effectiveness of coal mine methane drainage in Polish mines. Twenty-ninth annual international Pittsburgh coal conference : coal – energy, environment and sustainable development : October 15–18, 2012, Pittsburgh, USA, pp. 1–14.
[18] Szlązak N., Obracaj D., Borowski M., Swolkień J., Korzec M. 2013: Coal mine methane drainage in conditions of Polish coal mines. ICSMRI'13: the 35th International Conference of Safety in Mines Research Institutes, 15–17 October 2013, London, UK: IOM Communications Ltd, s. 203–211.
[19] Szlązak N., Obracaj D., Borowski M., Swolkień J., Korzec M. 2014: Effectiveness of mining methane drainage and its utilisation in Polish hard coal mines. Proceedings of the tenth International Mine Ventilation Congress, 2 – 8 August 2014, Sun City, South Africa, ed. Frank von Glehn, Marco Biffi. — Johannesburg: The Mine Ventilation Society of South Africa, s. 129–138.
[20] Szlązak N., Obracaj D., Swolkień J. 2014: Methane drainage from roof strata using an overlying drainage gallery. International Journal of Coal Geology, vol. 136, s. 99–115.
[21] Szlązak N., Obracaj D., Swolkień J. 2014: Sposoby poprawy efektywności odmetanowania górotworu w warunkach polskich kopalń węgla kamiennego. Poprawa bezpieczeństwa pracy w kopalniach: teoria i praktyka, praca zbiorowa, monografia pod red. Dariusza Musioła, Piotra Pierzyny. Gliwice, Politechnika Śląska. Instytut Eksploatacji Złóż, s. 131–152.
[22] Szlązak N., Obracaj D. 2013: Mining methane drainage in Polish coal mines. Proceedings of the Thirtieth annual international Pittsburgh coal conference: coal – energy, environment and sustainable development, September 15–18, 2013, Beijing.

Mine Possibilities of Increasing the Effectiveness of Coal Mine Methane Drainage in Polish Mines

Methane present in coal seams has a bad influence on safety in underground mines. High methane content in seams frequently requires using highly effective methane drainage systems during mining. There are two methods of methane drainage in so far applied technologies in Polish coal mining. The first method involves drilling boreholes, called methane boreholes, from tailgate roadway to an unstressed zone in roof or floor layers of a mined seam. The location and parameters of the boreholes depend on the exploitation system and the way of longwall ventilation.

The second method is based on drilling overlying drainage galleries in seams situated under or over the mined seam therefore is called overlying or underlying drainage method.

Methane drainage of rock-mass is the most effective method of controlling methane hazard as it ensures the reduction of methane emission into the working areas. The method that has proved the most efficient is draining methane from rock-mass and goaf area and transporting it to the surface through pipelines, using the depression from drainage station pumps. Although this method ensures the desired parameters of ventilation, it imposes certain requirements concerning the method of panel layout.

The aims of the article are both, the determination of the drainage systems in Polish coal mines and the indication of the direction for their further development.

Metody klimatyzacji wyrobisk górniczych w polskim górnictwie

Nikodem Szlązak, Dariusz Obracaj, Justyna Swolkień
AGH w Krakowie

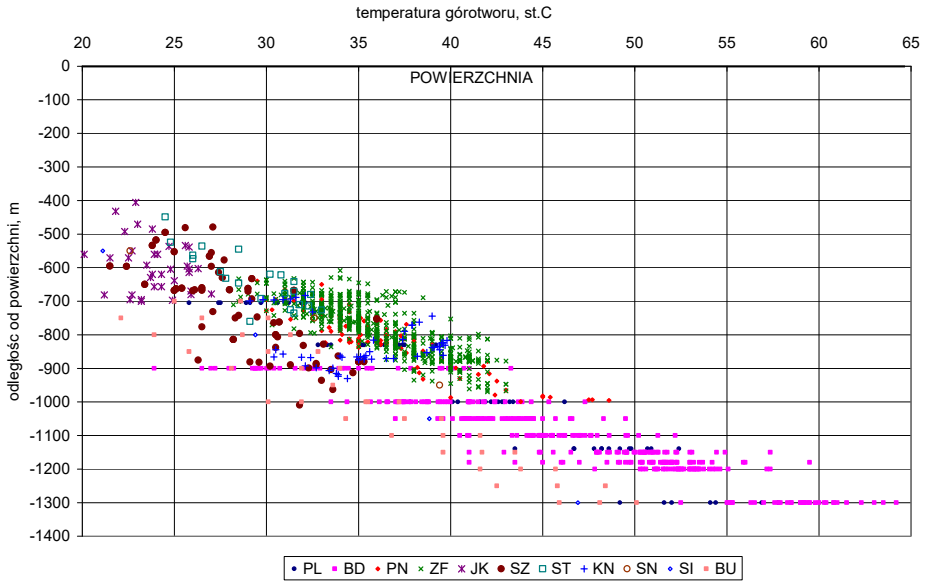
STRESZCZENIE: Warunki pracy w kopalniach podziemnych posiadają swoją specyfikę w porównaniu z warunkami pracy w zakładach na powierzchni, która cechuje się przede wszystkim rozproszeniem miejsc pracy na znacznym obszarze, oraz nieprzyjaznym dla człowieka środowiskiem pracy. Zapewnienie stabilnych w czasie parametrów mikroklimatu drogą wentylacji i klimatyzacji wyrobisk jest trudne do uzyskania. W najbliższej przyszłości należy się liczyć z dalszym pogarszaniem się warunków klimatycznych w polskich kopalniach w wyniku zwiększenia koncentracji wydobycia oraz schodzenia z eksploatacją na głębsze poziomy.
Celem niniejszego artykułu jest przedstawienie stosowanych metod zwalczania zagrożenia klimatycznego w górnictwie polskim oraz wskazanie na błędy projektowania.
W wyrobiskach podziemnych, którymi przepływa powietrze występują naturalne i technologiczne źródła dopływu strumienia ciepła. Wysoka temperatura i równie wysoka wilgotność powietrza prowadza do pogorszenia warunków klimatycznych. Powoduje to obniżenie takich funkcji organizmu człowieka, jak zdolność percepcji, koncentracji, uwagi, spostrzegawczości. Ten niekorzystny wpływ temperatury i wilgotności na organizm ludzki określamy pojęciem zagrożenia klimatycznego. Coraz większego znacznie nabierają zatem problemy związane z projektowaniem przewietrzania i klimatyzacji wyrobisk w kopalniach podziemnych.

SŁOWA KLUCZOWE: Zagrożenie klimatyczne, metody klimatyzacji wyrobisk podziemnych, efektywność działania klimatyzacji

1. WSTĘP

Warunki pracy w kopalniach podziemnych posiadają swoją specyfikę w porównaniu z warunkami pracy w zakładach na powierzchni. W kopalniach podziemnych cechują się one przede wszystkim rozproszeniem miejsc pracy na znacznym obszarze, oraz nieprzyjaznym dla człowieka środowiskiem pracy.
W wyrobiskach podziemnych, którymi przepływa powietrze występują naturalne i technologiczne źródła dopływu strumienia ciepła. W wyniku tego w wyrobiskach podziemnych występują wysokie temperatury, co po uwzględnieniu równie wysokiej wilgotności powietrza powoduje znaczne pogorszenie warunków klimatycznych. Powoduje to obniżenie takich funkcji organizmu człowieka, jak zdolność percepcji, koncentracji, uwagi, spostrzegawczości. Ten niekorzystny wpływ temperatury i wilgotności na organizm ludzki określamy pojęciem zagrożenia klimatycznego.
Warunki pracy w kopalniach podziemnych posiadają swoją specyfikę w porównaniu z warunkami pracy w zakładach na powierzchni. W kopalniach podziemnych cechują się one przede wszystkim rozproszeniem miejsc pracy na znacznym obszarze oraz nieprzyjaznym dla człowieka środowiskiem pracy.

W wyrobiskach podziemnych występują naturalne i technologiczne źródła dopływu ciepła. W wyniku tego w wyrobiskach podziemnych występują wysokie temperatury, co po uwzględnieniu równie wysokiej wilgotności powietrza powoduje znaczne pogorszenie warunków klimatycznych. Powoduje to obniżenie takich funkcji organizmu człowieka, jak zdolność percepcji, koncentracji, uwagi, spostrzegawczości. Ten niekorzystny wpływ temperatury i wilgotności na organizm ludzki określamy jest pojęciem zagrożenia klimatycznego.
O zagrożeniu klimatycznym w wyrobiskach podziemnych decydują parametry powietrza kopalnianego. Poprzez powietrze kopalniane rozumie się strumień powietrza atmosferycznego wpływający szybami wdechowymi na dół kopalni i przepływający wyrobiskami podziemnymi do szybu wydechowego. Podczas przepływu przez wyrobiska parametry fizyczne i skład powietrza ulegają zmianie.
Zmiany temperatury powietrza kopalnianego zachodzą na skutek procesów sprężania powietrza w polu sił ciężkości, wymiany ciepła i wilgoci pomiędzy górotworem i lokalnymi, dodatkowymi źródłami ciepła, a przepływającym powietrzem. Dodatkowe źródła ciepła stanowią przede wszystkim maszyny i urządzenia a w szczególności napędy elektryczne i spalinowe. Największy wpływ na zmianę temperatury posiada wymiana ciepła pomiędzy powietrzem a otaczającym wyrobiska podziemne skałami [3, 9, 14]. Charakter oraz intensywność tej wymiany zależy od wielu czynników, z których główną rolę odgrywa głębokość zalegania i związana z nią temperatura pierwotna skał (rys.1). Droga przepływu powietrza z powierzchni do stanowisk pracy pod ziemią, podczas której dochodzi do wymiany ciepła i wilgoci, wynosi nawet kilka kilometrów [6, 7, 11, 12].



Rys. 1. Zmiana temperatury górotworu z głębokością dla Kopalń GZW
Figure 1. Changes in virgin rock temperature with the depth for coal mines in Upper Silesian Coal Basin

Strumień ciepła dopływający do powietrza z odsłoniętych skał odbywa się poprzez konwekcję, parowanie wilgoci oraz promieniowanie.
Oprócz temperatury pierwotnej górotworu o wielkości strumienia ciepła dopływającego od górotworu decydują również następujące czynniki [11, 12, 14]:

– własności termofizyczne skał (gradient geotermiczny, pojemność cieplna skał, współczynnik przewodnictwa cieplnego skał, itp.),
– temperatura przepływającego powietrza i jej zmiany w czasie,
– wymiary geometryczne wyrobisk,
– prędkość przepływu powietrza i czas przewietrzania wyrobiska,
– straty ciśnienia powietrza w wyrobiskach.

O bezpośrednim stanie zagrożenia klimatycznego decyduje również właściwe planowanie wyrobisk podziemnych, transportu urobku i lokalizacji urządzeń elektrycznych oraz racjonalna wentylacja wyrobisk w aspekcie minimalizacji ogrzewania powietrza dopływającego do stanowisk pracy.

Zapewnienie stabilnych w czasie parametrów mikroklimatu drogą wentylacji i klimatyzacji wyrobisk jest trudne do uzyskania.

W najbliższej przyszłości należy się liczyć z dalszym pogarszaniem się warunków klimatycznych w polskich kopalniach w wyniku zwiększenia koncentracji wydobycia oraz z eksploatacją na coraz głębszych poziomach.

2. ROZWIĄZANIA KLIMATYZACJI PODZIEMNYCH WYROBISK GÓRNICZYCH

Przy konieczności chłodzenia znacznej ilości miejsc pracy na dole kopalni i zapotrzebowaniu na większe moce chłodnicze stosuje się agregaty chłodnicze, które są usytuowane na powierzchni lub pod ziemią. W miarę wzrostu ilości maszyn klimatyzacyjnych instalowanych na dole w kopalni osiąga się również granicę, powyżej której nie można już odprowadzić ciepła skraplania do zużytego prądu powietrza. W takiej sytuacji ciepło skraplania musi być odprowadzane za pomocą wody na powierzchnię [6, 7, 11].

W technice klimatyzacji kopalń występują obecnie dwie tendencje:
- stosowanie klimatyzacji lokalnej lub grupowej poprzez instalowanie maszyn klimatyzacyjnych mniejszej mocy w bezpośrednim sąsiedztwie oddziałów wydobywczych (rys. 2a),
- stosowanie klimatyzacji centralnej poprzez instalowanie maszyn klimatyzacyjnych o dużych mocach chłodniczych na powierzchni lub maszyn klimatyzacyjnych na dole w centralnym miejscu kopalni i transportujących „chłód" do oddziałów wydobywczych (rys. 2b).

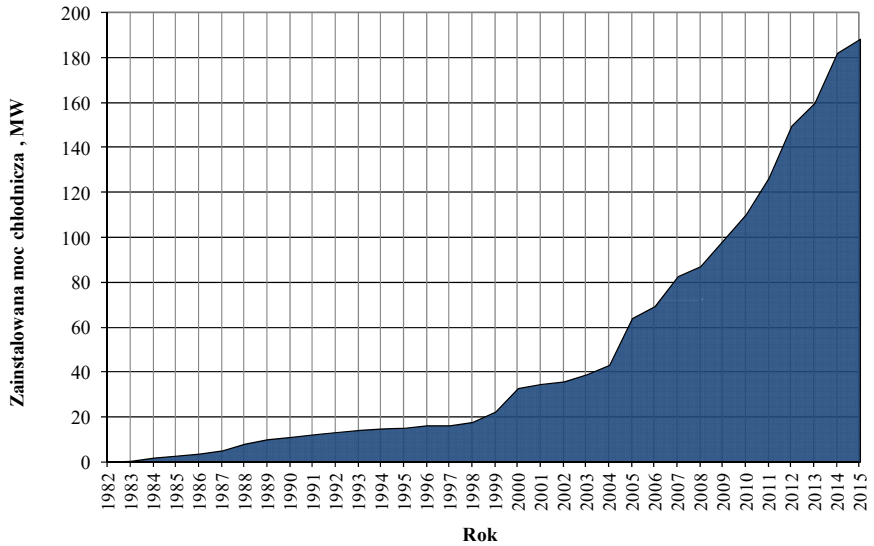
W większości kopalń podziemnych następuje etapowy wzrost zagrożenia klimatycznego związany z koniecznością wybierania złoża na coraz niższych poziomach głębokościowych [6, 9, 11, 12].

Przy zwiększającym się zapotrzebowaniu mocy chłodniczych w górnictwie podziemnym wykorzystuje się różne układy klimatyzacji. Z uwagi na lokalizację urządzeń klimatyzacyjnych wyróżnić można trzy układy klimatyzacji wyrobisk podziemnych:
– klimatyzację lokalną,
– klimatyzację grupową,
– klimatyzację centralną.

W wymienionych układach klimatyzacji wykorzystuje się urządzenia chłodnicze, które w zależności od czynnika pośredniczącego w wymianie ciepła (chłodziwa) można podzielić na:
– urządzenia chłodnicze bezpośredniego działania,
– urządzenia chłodnicze pośredniego działania schładzające wodę (temperatura wody schładzanej 1,5-5 ^{o}C),

– urządzenia wytwarzające lód (wykorzystywany następnie do produkcji wody lodowej lub zawiesiny lodowej),
– urządzenia chłodnicze wytwarzające zawiesinę lodową (czasem zwaną również lodem zawiesinowym lub lodem binarnym) [4, 6, 8, 9].

W polskich kopalniach podziemnych wykorzystywane są urządzenia chłodnicze bezpośredniego działania i urządzenia chłodnicze pośredniego działania do schładzania wody. Wg stanu na koniec 2015 roku w polskich kopalniach węgla kamiennego całkowita zainstalowana moc urządzeń chłodniczych wynosiła 186 MW_{ch}. (rys.2)



Rys. 2. Moc chłodnicza w polskich kopalniach węgla kamiennego w latach 1982-2014
Figure 2. Total capacity of cooling systems in Polish coal mining industry in the years 1982-2014

W większości przypadków decydujący jest wpływ czynników z pierwszych trzech grup. W czwartej grupie istotne znacznie ma przesuwanie obudowy zmechanizowanej.

2.1. *Klimatyzacja lokalna*

W układach klimatyzacji lokalnej wykorzystuje się niestacjonarne, indywidualne urządzenia chłodnicze przeznaczone do schładzania powietrza w jednym wyrobisku. Urządzenia chłodnicze mogą być o działaniu pośrednim lub bezpośrednim

Urządzenia chłodnicze bezpośredniego działania

Podziemne urządzenia chłodnicze bezpośredniego działania składają się z najczęściej dwóch członów:
– zespołu maszynowego wraz ze skraplaczem,
– zespołu parownika w połączeniu z kopalnianym wentylatorem lutniowym.

Zespół maszynowy wraz z skraplaczem połączony jest z parownikiem giętkimi przewodami ciśnieniowymi czynnika chłodniczego, wykonanymi najczęściej ze stali niklowo – chromowej.
W górniczych urządzeniach chłodniczych bezpośredniego działania wykorzystuje się najczęściej czynniki chłodnicze: R134a, R417a, R419, R407c. Moc chłodnicza takich urządzeń wynosi od 120 kW do 450 kW.
Chłodzenie skraplacza może odbywać się dwoma sposobami:

– ciepło z chłodzenia skraplacza przekazywane jest do obiegu wody chłodzącej, która następnie kierowana jest do chłodnicy wyparnej, w celu odprowadzenia ciepła do zużytego powietrza kopalnianego (obieg zamknięty);
– ciepło z chłodzenia skraplacza przekazywane jest do strumienia wody technologicznej, kierowanej do systemu odwadniania kopalni (obieg otwarty).

Odprowadzenie ciepła z chłodzenia skraplacza do systemu odwadniania kopalni jest rozwiązaniem bardzo drogim, połączonym z wysokimi kosztami. Zdarzają się jednak przypadki, że ciepła woda z chłodzenia skraplacza zamiast być skierowana do systemu odwadniania poza rejonem wentylacyjnym z różnych powodów kierowana jest do obiegów technologicznych np. zraszania urządzeń urabiających, transportujących itp. taki sposób bardzo niekorzystnie wpływa na warunki klimatyczne danego rejonu i podważa sens stosowania klimatyzacji [9, 11, 12].

Zużycie wody technologicznej wynosi około 18 m^3/h w jednym urządzeniu chłodniczym o mocy około 300 kW. Przy przeciętnym okresie pracy jednego urządzenia chłodniczego około 6000 h/rok daje to zużycie wody na poziomie około 108 000 m^3/rok, co powoduje, że roczne koszty chłodzenia skraplacza jednego urządzenia chłodniczego przy pomocy wody technologicznej odprowadzanej do systemu odwadniania kopalni są znaczne.

W przypadku odprowadzania ciepła do prądu powietrza zużytego kopalni przy pomocy chłodnic wyparnych koszty te są znacznie niższe. Zastosowanie obiegu zamkniętego chłodzenia skraplacza jest znacznie korzystniejsze z punktu widzenia ekonomicznego i technicznego.

Z uwagi na duże opory przepływu powietrza przez parownik stosuje się wentylatory wymuszające przepływ powietrza. Wentylatory o mocach elektrycznych od 22 do 70 kW zabudowuje się na wlocie do chłodnicy. Silniki wentylatorów chłodzone są strumieniem wpływającego do chłodnicy powietrza. Strumienie powietrza przepływające przez najczęściej stosowane chłodnice wynoszą od 400 do 600 m^3/min. Wentylatory łączy się za pomocą połączenia elastycznego do wentylacji lutniowej. Wylot schłodzonego powietrza z parownika może być swobodny do wyrobiska podziemnego lub wyprowadzony może być przy pomocy lutni.

Parowniki (chłodnice powietrza) składają się z kilkudziesięciu, miedzianych wężownic, które umieszczone są w płaszczu z blachy stalowej. Chłodnice wyposażone są od strony wlotu powietrza w urządzenie natryskowe (rozdzielacz słupkowy) z dyszami wodnymi, spłukujące wężownicę przed uruchomieniem chłodnicy. Na wylocie z chłodnicy zabudowany jest oddzielacz wody. W zależności od typu chłodnicy układ wężownic gładkorurowych jest różny. Podłączenie czynnika chłodniczego do wężownic jest zależne od typu parownika. Również układ zraszający i demistery są różnej budowy i lokalizacji wewnątrz chłodnicy.

Urządzenia chłodnicze pośredniego działania

Urządzenia chłodnicze pośredniego działania o małej mocy chłodniczej rzadko stosowane są w kopalniach podziemnych. Urządzenie chłodnicze współpracuje z wodnymi wymiennikami ciepła - parowaczami. Urządzenie składa się z trzech podzespołów:
– zespołu maszynowego wraz z silnikiem, sprężarkami, oczujnikowaniem i sterowaniem,
– układu skraplaczy stanowiących równocześnie podest zespołu maszynowego,
– układu parowaczy dostosowanych do zainstalowanej mocy.

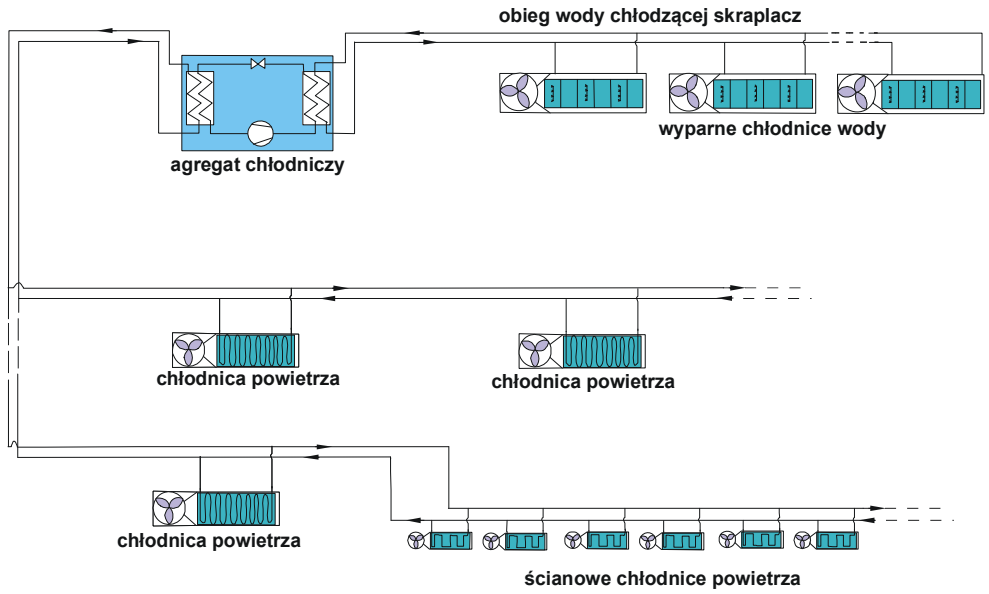
W górnictwie rud miedzi klimatyzacja lokalna związana jest również z klimatyzacja kabin operatorów ciężkich samojezdnych maszyn górniczych, która często zwana jest klimatyzacją stanowiskową [13].

Efekty działania urządzeń chłodniczych na maszynach samojezdnych zależą od parametrów napędu sprężarki związanego z obrotami silnika spalinowego. W stosowanych w praktyce rozwiązaniach technicznych pompa hydrauliczna napędu sprężarki zmienia wydajność hydrauliczną wraz z prędkością obrotową silnika spalinowego, wskutek czego uzyskiwana jest pręd-

kość obrotowa silnika hydraulicznego i sprężarki w zakresie od 600 obr/min przy wolnych obrotach silnika spalinowego do ok. 2000 obr/min przy obrotach maksymalnych. Pozwala to uzyskać różnice temperatur powietrza nawiewanego i powietrza w kabinach operatorów maszyn samojezdnych na poziomie:
– od 8,5°C do 13°C - przy niskich obrotach głównego silnika spalinowego,
– od 9,5°C do 14,5°C - przy średnich obrotach głównego silnika spalinowego,
– od 10,5°C do 15,5°C-przy wysokich obrotach głównego silnika spalinowego.
Średnie obniżenie temperatury powietrza w kabinach klimatyzowanych maszyn samojezdnych z zabudowanymi urządzeniami chłodniczymi kształtowało się w przedziale od 3°C do 7°C, także w warunkach, gdy samojezdne maszyny przodkowe pracowały z zatrzymanymi silnikami spalinowymi i były podłączone do kopalnianej sieci elektroenergetycznej 500 V.
Do klimatyzacji stanowiskowej zaliczyć należy również klimatyzowane kabiny w pobliżu stanowisk pracy (m. in. stanowiska wysypu rudy, rozdzielnie elektryczne, kabiny pracowników obsługujących przenośniki taśmowe) [13].

2.2. *Klimatyzacja grupowa*

Jeżeli w wyrobisku konieczne jest zlokalizowanie kilku chłodnic powietrza, lub w pobliżu istnieją wyrobiska, w których należy również schładzać powietrze, rezygnuje się z urządzeń indywidualnych na rzecz stacjonarnych agregatów schładzających wodę dostarczaną do kilku wodnych chłodnic powietrza. Kopalnia wkracza wtedy w etap klimatyzacji grupowej, zwanej również klimatyzacją scentralizowaną [11].
W przypadku wysokiej temperatury i wilgotności powietrza w całym rejonie utrudnione jest oddawanie ciepła skraplania do powietrza. Agregaty lokalizuje się wtedy w pobliżu szybów wdechowych a wodę chłodzoną doprowadza się rurociągami izolowanymi do chłodnic powietrza, odległych nawet o klika kilometrów Może istnieć jeden układ klimatyzacji grupowej wraz z utrzymywaniem klimatyzacji lokalnej w pozostałych rejonach eksploatacyjnych lub kilka zdecentralizowanych układów klimatyzacji grupowej. Do układów klimatyzacji grupowej włączyć można dodatkowo wytwornicę lodu, której skraplacz będzie włączony do tego układu (rys. 3).
Wykorzystuje się jeden lub kilka agregatów w układzie równoległym schładzania wody. Sumaryczna moc chłodnicza agregatów wynosi od 600 kW do 3000 kW. Agregaty najczęściej lokalizowane są w pobliżu rejonów eksploatacyjnych, a ciepło skraplania oddawane jest w wyparnych chłodnicach wody do powietrza, które odpływa wprost do szybu wydechowego i na powierzchnię.
W przypadku wysokiej temperatury i wilgotności powietrza w całym rejonie utrudnione jest oddawanie ciepła skraplania do powietrza. Agregaty lokalizuje się wtedy w pobliżu szybów wdechowych a wodę chłodzoną doprowadza się rurociągami izolowanymi do chłodnic powietrza, odległych nawet o klika kilometrów [3, 4, 6, 7, 9]. Może istnieć jeden układ klimatyzacji grupowej wraz z utrzymywaniem klimatyzacji lokalnej w pozostałych rejonach eksploatacyjnych lub kilka zdecentralizowanych układów klimatyzacji grupowej.



Rys. 3. Przykłady najczęściej wykorzystywanych układów klimatyzacji grupowej
Figure 3. Examples of the most frequently used group cooling systems

Agregaty chłodzące wodę

W górnictwie podziemnym stosuje się podziemne agregaty do schładzania wody, ze skraplaczami chłodzonymi również wodą. Do budowy parowników jak i skraplaczy stosuje się najczęściej wymienniki płaszczowo-rurowe. Płaszcz wymiennika jest konstrukcją stalową a rurki wykonane są z miedzi.

Moc chłodnicza agregatów wody lodowej przystosowanych do pracy pod ziemią wynosi od 600kW do 2000 kW.

Chłodnice powietrza

Woda doprowadzana jest do chłodnic powietrza siecią rurociągów preizolowanych a odprowadzana jest do agregatów rurociągami nieizolowanymi. Wykorzystuje się chłodnice wężownicowe gładko-rurowe. Próby wprowadzenia wężownic z rur ożebrowanych i z lamelami nie przyniosły rezultatu w wyniku zanieczyszczenia powietrza kopalnianego.

Z uwagi na duże opory przepływu powietrza przez chłodnicę stosuje się wentylatory wymuszające przepływ powietrza. Wentylatory o mocach elektrycznych od 30 do 70 kW zabudowuje się na wlocie do chłodnicy. Silniki wentylatorów chłodzone są strumieniem wpływającego do chłodnicy powietrza. Strumienie powietrza przepływające przez najczęściej stosowane chłodnice wynoszą od 400 do 600 m^3/min.

Wszystkie urządzenia przystosowane muszą być do pracy w wyrobiskach kopalnianych zagrożonych wybuchem metanu i pyłu węglowego.

Wyparne chłodnice wody

Górnicze chłodnice wyparne wody stanowią konstrukcje zamknięte, przez które przepływ powietrza wymusza wentylator lutniowy zabudowany na wlocie do chłodnicy. Są to chłodnice przeponowe, gdzie wymania ciepła realizowana jest poprzez przenikanie od ciepłej wody do powierzchni zewnętrznej wężownicy, która zraszana jest wodą. Stosuje się przepływ krzyżowy powietrza i wody zraszającej z uwagi na konstrukcję chłodnic zabudowywanych w wyrobi-

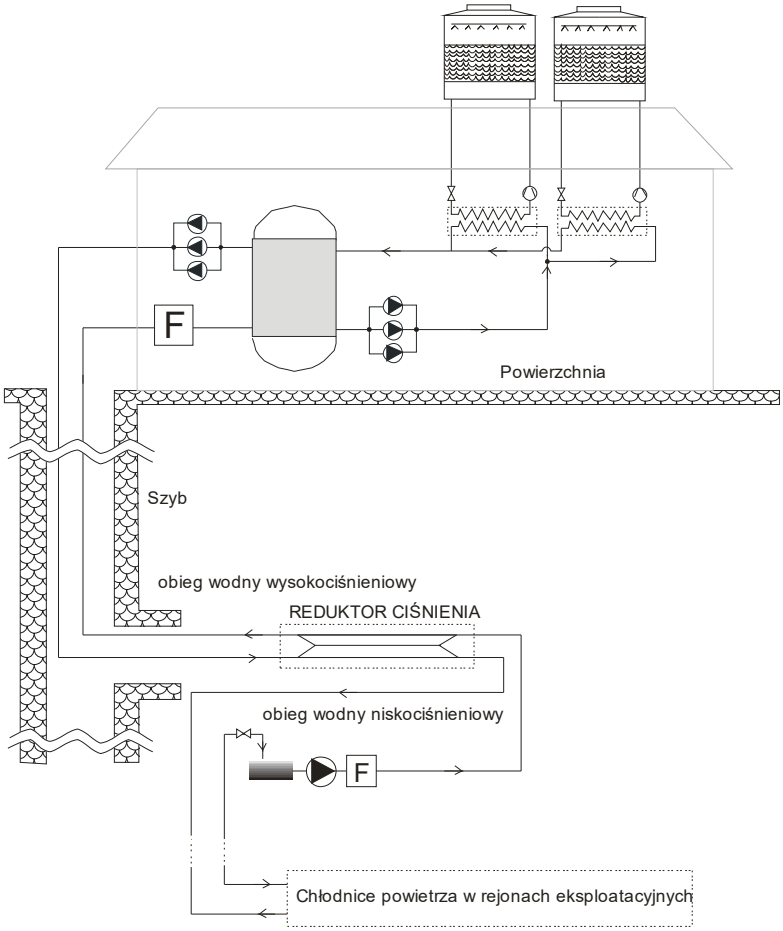
skach podziemnych. Zasadniczy udział w procesie wymiany ciepła ma odprowadzenie ciepła poprzez odparowanie wody.
Wyznaczany strumień ciepła uwzględnia przejmowanie ciepła przez powietrze w sposób jawny, utajony oraz strumień ciepła odprowadzany z wodą zraszającą. Wykorzystuje się najczęściej wodę technologiczną w obiegu recyrukalcyjnym z uzupełnieniem. Temperatura wody kształtuje się zatem od ok. 26°C do 33°C.
Ze względów efektywności odbioru ciepła skraplania zaleca się, aby chłodnice wyparne wody lokalizowane były w wyrobiskach, którymi przepływa powietrze o temperaturze nie przekraczającej 27°C i wilgotności względnej 75% [4, 6, 9, 14].
Wyparne chłodnice wody składają się z pakietu wężownic wykonanych z rur miedzianych, dystrybutora cieczy, wanny ściekowej i odkraplacza. Do wanny ściekowej podłączone jest uzupełnianie wody poprzez zawór elektromagnetyczny współpracujący z czujnikiem poziomu wody. Woda ściekowa pobierana jest za pomocą pompy obiegowej z wanny ściekowej i kierowana do dystrybutora cieczy. W układach klimatyzacji grupowej zabudowuje się klika chłodnic wyparnych wody w układzie równoległych schładzania wody. W takich przypadkach często stosuje sie jedną pompę wody zraszającej dla dwóch wanien ściekowych chłodnic wyparnych.

2.3. *Klimatyzacja centralna*

Jeżeli zapotrzebowanie na moc chłodniczą w kliku lub we wszystkich rejonach eksploatacji przekracza 5 MW to najczęściej rezygnuje się z zespołów wyparnych chłodnic wody pod ziemią na rzecz odprowadzenia ciepła skraplania na powierzchni. Wówczas system klimatyzacyjny przekształca się w system klimatyzacji centralnej zwanej również klimatyzacją scentralizowaną [1, 2, 5, 9, 10].
Klimatyzacja centralna związana jest z lokalizacją urządzeń odbierających ciepło skraplania na powierzchni i lokalizacją agregatów chłodniczych na powierzchni, pod ziemią lub na powierzchni i pod ziemią. Układ klimatyzacji składa się z obiegów niskiego i wysokiego ciśnienia wody wraz z reduktorem ciśnienia lub wysokociśnieniowymi wymiennikami ciepła na dole kopalni.
W układach klimatyzacji centralnej wykorzystuje się agregaty schładzające wodę, która jest chłodziwem w klimatyzacji wyrobisk podziemnych. Na rysunku 4 przedstawiono typowe układy chłodnicze klimatyzacji centralnej wyrobisk podziemnych.
Obieg niskiego ciśnienia stanowi sieć rurociągów rozprowadzających wodę do chłodnic powietrza. Z uwagi na rozległość wyrobisk w kopalni podziemnej sumaryczna długość rurociągów dochodzić może do kilkudziesięciu kilometrów. Ze względów technologicznych chłodnice powietrza lokalizowane są na różnych głębokościach w kopalni podziemnej. Ciśnienie wody w obiegu niskociśnieniowym dochodzić może do 4 MPa [1,2,5].
Chłodnice są lokalizowane w wyrobiskach podziemnych związanych z rejonami eksploatacyjnymi i przygotowawczymi. W kopalni podziemnej może istnieć od kilku do kilkunastu rejonów. W rejonach występuje również zmienne w czasie obciążenie chłodnicze oraz konieczna jest przebudowa chłodnic powietrza z uwagi na skracanie wyrobisk lub drążenie nowych. Sieć rurociągów wody lodowej zmienia się; podłączane są nowe odgałęzienia od rurociągu magistralnego. Takie układy wymagają ciągłej regulacji rozpływu wody.

Klimatyzacja centralna z agregatami schładzającymi wodę na powierzchni i reduktorem ciśnienia hydrostatycznego na dole

Schemat instalacji klimatyzacji centralne z agregatami schładzającymi wodę na powierzchni i reduktorem ciśnienia hydrostatycznego na dole przedstawiono na rysunku 4.



Rys. 4. Uproszczony schemat ideowy klimatyzacji centralnej z agregatami chłodniczymi na powierzchni i podziemnym reduktorem ciśnienia
Figure 4. Simplified scheme of central cooling system with the surface chillers and subsurface pressure exchange system

Klimatyzacja centralna w tym systemie obejmuje następujące maszyny i urządzenia:

- zabudowane na powierzchni agregaty chłodnicze sprężarkowe lub absorpcyjne wraz z zespołem urządzeń zasilania, zabezpieczania i sterowania elektrycznego oraz regulacją automatyczną,
- pompy obiegowe wymuszające przepływ zimnej wody w rurociągu pomiędzy agregatami chłodniczymi a wymiennikiem ciśnienia na dole kopalni,
- zespół izolowanych rurociągów wysokociśnieniowych ułożonych w szybie, służących do opuszczania zimnej wody na dół i odpompowania podgrzanej wody na powierzchnię,
- zabudowany na dole kopalni reduktor ciśnienia hydrostatycznego (może to być: wysokociśnieniowy wymiennik ciepła, trójkomorowy rurowy podajnik cieczy),
- zespół preizolowanych i nieizolowanych rurociągów niskociśnieniowych rozprowadzających zimną wodę (wodę lodową) do chłodnic powietrza,

– pompy obiegowe wymuszające przepływ zimnej wody w rurociągu niskociśnieniowym na dole kopalni.

W powierzchniowych stacjach klimatyzacji centralnej wykorzystuje sie agregaty schładzające wodę w układzie najczęściej kaskadowym. Temperatura wody powinna zawierać się w granicach 1,5–2,5^{o}C. Z względów znacznych ubytków wody w systemie klimatyzacji nie stosuje się roztworów wodno – glikolowych. Temperatura wody ciepłej powracającej z kopalni wynosić może od około 15°C do około 30°C w zależności od zależności od zmiennego obciążenia chłodniczego wyrobisk podziemnych oraz łączenia różnych systemów klimatyzacyjnych na dole kopalni.

Możliwe jest wykorzystywanie agregatów absorpcyjnym i sprężarkowych pracujących w układach kaskadowych. Agregaty sprężarkowe stosuje sie najczęściej w ostatnim stopniu schładzania wody (do około 1,5^{o}C). Z uwagi na niskie temperatury wody najczęściej wykorzystywany jest czynnik chłodniczy R717. Jako czynnik napędowy desorberów agregatów absorpcyjnych stosowana jest zwykle woda grzewcza o temperaturze zbliżonej do 100°C lub parę wodną.

Schłodzona woda w centralnym agregacie chłodniczym na powierzchni sprowadzona jest wysokociśnieniowym rurociągiem izolowanym na dół kopalni do wysokociśnieniowego reduktora ciśnienia. Z termodynamicznego punktu widzenia najkorzystniejszym reduktorem ciśnienia hydrostatycznego jest trójkomorowy rurowy podajnik cieczy, w którym woda lodowa ulega podgrzaniu zaledwie o 0,5^{0}C. W trójkomorowym rurowym podajniku cieczy typu PES, sterowanym mikroprocesorowo następuje wymiana wody z obiegu pierwotnego wysokociśnieniowego (w szybie) do obiegu wtórnego niskociśnieniowego (dołowego). Wysokociśnieniowy układ zasilania wymiennika ciepła - zimna woda stanowi naczynia, które są połączone poprzez zautomatyzowane zawory wodne z napędami elektrycznymi sterowanymi w zależności od temperatury i przepływu.

Obieg wody dołowej niskociśnieniowy zasila wodą zimną chłodnice powietrza zainstalowane w oddziałach udostępniających i eksploatacyjnych. Chłodnice powietrza stanowią wymienniki ciepła. Obieg wtórny, niskociśnieniowy jest wymuszony pompami zasilanymi z sieci dołowej. Woda powrotna jest odprowadzana na powierzchnię wysokociśnieniowymi nieizolowanymi rurociągami ułożonymi w szybie.

W klimatyzacji centralnej wykorzystuje się skojarzone układy energetyczno-chłodnicze [2, 5, 9, 12].

3. OCENA EFEKTYWNOŚCI KLIMATYZACJI

3.1. *Metodyka badań*

Celem przeprowadzonych badań układów klimatyzacji grupowej i centralnej w kopalniach JSW S.A. była ocena efektywności działania klimatyzacji grupowej i centralnej oraz określenie możliwości jej poprawy.

Realizacja przedstawionego wyżej celu obejmowała:

– pomiary strumienia ciepła odbieranego w chłodnicach powietrza,
– pomiary przepływu wody i ocena stanu instalacji rurociągów wody lodowej oraz wody chłodzącej (w przypadku klimatyzacji grupowej),
– pomiary wydajności chłodniczej agregatów wody lodowej (w przypadku klimatyzacji grupowej) oraz mocy chłodniczej dostarczanej z powierzchniowych stacji klimatyzacji centralnych,
– ocenę stanu technicznego instalacji,
– określenie kierunków poprawy efektywności działania klimatyzacji.

Przeprowadzone pomiary dotyczyły 67 chłodnic powietrza oraz skraplaczy urządzeń bezpośredniego działania, kontroli parametrów wody lodowej w sieci rurociągów oraz, w przypadku klimatyzacji grupowej, parametrów pracy agregatów chłodniczych i wyparnych chłodnic wody. Pomiary przeprowadzono w 6 kopalniach węgla kamiennego.
Wymiana ciepła w chłodnicach przeponowych związana jest z bilansem entalpii czynników przepływających po obu stronach przepony, którymi są powietrze kopalniane oraz chłodziwo. Chłodziwem była woda lodowa doprowadzana i odprowadzana siecią rurociągów.
Efektywność tego procesu zależy od parametrów powietrza i wody lodowej na wejściu do chłodnicy powietrza.
Uzyskiwana moc chłodnicza chłodnic powietrza $\dot{Q}_{ch}$ jest związana z bilansem entalpii powietrza i wody. Bilans ten można przedstawić następującą zależnością:

$$\dot{Q}_{ch} = H_2 - H_1 - H_{skr} + \dot{Q}_{str} = H_{H_2O-2} - H_{H_2O-1} \tag{1}$$

gdzie: H_1 - entalpia powietrza na wlocie do chłodnicy (za wentylatorem lutniowym), H_2 - entalpia powietrza na wylocie do chłodnicy (z uwzględnieniem entalpii ewentualnym kropel wynoszonych przez wypływające z chłodnicy powietrze), H_{skr} - entalpia wykroplonej pary wodnej (odprowadzanej z chłodnicy niezależnie od kropel w powietrzu wypływającym), $\dot{Q}_{str}$ - strumień cieplny wymieniony między płaszczem chłodnicy a otoczeniem, H_{H_2O-1} - entalpia wody na wlocie do wężownicy chłodnicy, H_{H_2O-2} - entalpia wody na wylocie z wężownicy chłodnicy.
Jeżeli uwzględnimy moc układu wentylator – chłodnica to moc chłodnicza $\dot{Q}$ całego układu przedstawia się następująco:

$$\dot{Q} = \dot{Q}_{ch} - \dot{Q}_w \tag{2}$$

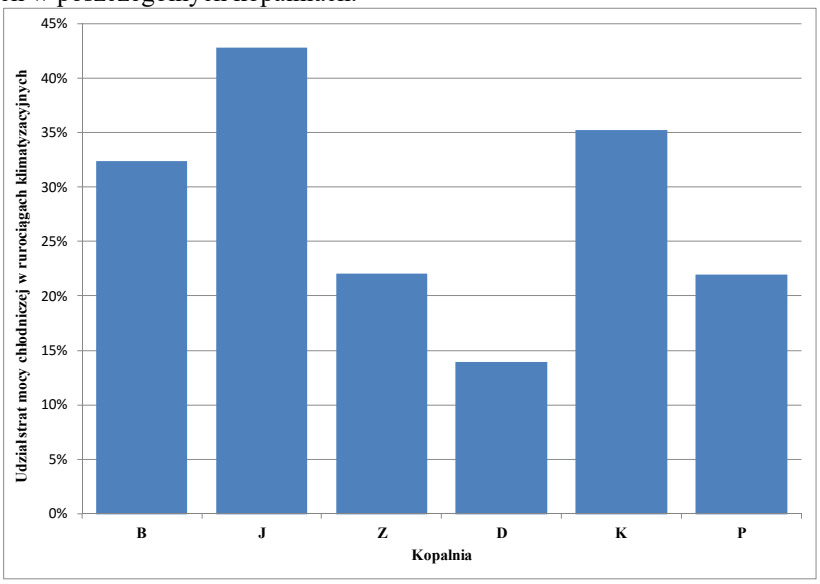
gdzie: $\dot{Q}_w$ - strumień ciepła dopływający do powietrza wlotowego od wentylatora.
W celu przeprowadzenia bilansu cieplnego chłodnic powietrza i wyznaczania entalpii konieczne było przeprowadzenie pomiaru temperatury i zawartości wilgoci w powietrzu przed i za chłodnicą oraz natężenia objętościowego przepływu powietrza. Podobnie dla bilansu entalpii wody konieczne było przeprowadzenie pomiaru temperatury wody na wlocie i wylocie z chłodnic powietrza oraz przepływu objętościowego wody.
W celu oceny efektywności schładzania powietrza przeprowadzono pomiary następujących wielkości :
– temperatury powietrza wg termometru suchego i wilgotnego na wlocie do wentylatora chłodnicy,
– temperatury powietrza wg termometru suchego i wilgotnego na wylocie z chłodnicy,
– temperatury powietrza wg termometru suchego i wilgotnego pomiędzy wylotem wentylatora a wlotem do chłodnicy,
– prędkości średniej powietrza z przekroju poprzecznego wylotu z chłodnicy powietrza i wlotu do wentylatora chłodnicy,
– temperatury wody lodowej zasilającej i powrotnej (chłodnicę lub urządzenie chłodnicze bezpośredniego działania),
– ciśnienia atmosferycznego powietrza w miejscu zabudowy chłodnicy.
Pomiar prędkości wody lodowej w rurociągu był wykonywany na rurociągach nieizolowanych. Miejsca pomiaru prędkości wody w sieci rurociągów wody lodowej były dobierane w ten spo-

sób, aby można było zbilansować rozpływ wody lodowej w całej sieci rurociągów, oraz określić wydatek objętościowy wody lodowej przepływającej przez urządzenia chłodnicze.
Określenie strumienia objętości wody lodowej przepływającej przez chłodnice przeprowadzono na podstawie bilansu wody w rurociągach przed i za chłodnicami powietrza. Pomiar strumienia wody w rurociągach wykonano przy pomocy przepływomierza ultradźwiękowego. „ALFINE-PF220". Przyrząd ten jest przeznaczony do bezinwazyjnych pomiarów przepływu wody i czystych cieczy płynących w rurociągach całkowicie wypełnionych. Wykorzystywany w pomiarach przyrząd jest przystosowany do pomiarów na rurociągach o średnicy od DN50 do DN1000.
Sondy pomiarowe były bezinwazyjnie montowane na powierzchni rurociągu. Sondy nie kontaktują się z cieczą płynącą, nie zatrzymują procesu oraz nie zakłócają przepływu, bez względu na ciśnienie cieczy w rurociągu. Rurociągu nie trzeba przecinać ani nawiercać. Urządzenie nie zawiera części ruchomych, nie powoduje spadku ciśnienia. Pomiar można prowadzić w rurociągach o dowolnym nachyleniu. Urządzenie pozwala na pomiar przepływu wody w rurociągach wykonanych z różnych materiałów (w tym stalowych oraz PE).
Prędkość przepływu cieczy płynącej w rurociągu jest wyznaczana na podstawie pomiaru różnicy prędkości rozchodzenia się fali ultradźwiękowej w kierunku zgodnym i przeciwnym do kierunku przepływu cieczy. Przepływ objętościowy cieczy jest wyznaczany na podstawie prędkości przepływu oraz zadanej średnicy wewnętrznej rurociągu.
Dla określenia wyznaczenia prędkości wody w rurociągu przy użyciu przepływomierza „ALFINE-PF220" konieczne jest wyznaczenie rzeczywistej grubości ścianki rury. Do tego celu wykorzystano ultradźwiękowy miernik grubości TM-8811.
W pomiarach wykorzystano również wyniki z zabudowanych przez Kopalnię mierników przepływu po uprzednim sprawdzeniu strumienia objętości przyrządem „ALFINE-PF220".
W trakcie pomiarów w większości Kopalń występowały przekroczenia dopuszczalnej temperatury powietrza 28°C według termometru suchego. Chłodnice powietrza nie uzyskiwały możliwie maksymalnych wydajności chłodniczych. Kopalnie nie wykorzystują w pełni posiadanej mocy chłodniczej z uwagi na słaby odbiór ciepła w chłodnicach. Dlatego w większości podłączają skraplacze urządzeń chłodniczych pogarszając wskaźnik efektywności wykorzystania wytwarzanej mocy chłodniczej.
Na podstawie przeprowadzonych pomiarów wyróżniono następujące podstawowe problemy we właściwej efektywności klimatyzacji:
– straty mocy chłodniczej w rurociągach,
– problemy z uzyskiwaniem wymaganej mocy chłodniczej przez chłodnice powietrza oraz urządzenia chłodnicze,
– problem z obniżeniem temperatury powietrza w kontekście wilgotności powietrza.
Poniżej scharakteryzowano te problemy oraz podano ich przyczyny.

3.2. *Wyniki badań - straty mocy chłodniczej w rurociągach*

Straty mocy chłodniczej w rurociągach istotnie wpływają na wartość mocy, którą można wykorzystać w rejonach. W projektach klimatyzacji centralnej i grupowej były one uwzględniane i generalnie w większości Kopalń nie są one znacznie większe niż zakładano. Niemniej jednak wynikają one częściowo z braku dbałości o stan izolacji rurociągów doprowadzających wodę lodową do chłodnic powietrza. Można przyjąć założenie, że straty chłodu w rurociągach nie są do końca stratami, gdyż rurociągi przejmują ciepło od powietrza, jednak przyczyniają się one do wzrostu temperatury wody na wlocie do chłodnic co obniża skuteczność schładzania powietrza. Należy również pamiętać, że straty chłodu w rurociągach są odwrotnie proporcjonalne do

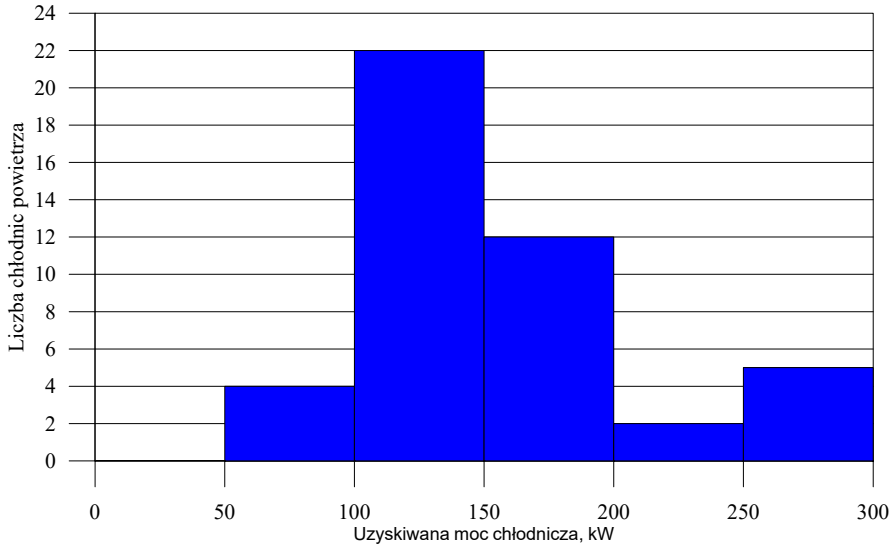
prędkości wody w rurociągach. W przypadku niskiej prędkości wody (poniżej 0,5 m/s) następuje większy dopływ strumienia ciepła od powietrza do wody niż przy wyższych prędkościach (powyżej 1,5 m/s). Należy przebudowywać rurociągi w rejonach w zależności od wymaganej liczby podłączanych chłodnic powietrza oraz uwzględniać opór sieci rurociągów w kontekście parametrów pracy pomp obiegowych. Na rysunku 5 przedstawiono straty mocy chłodniczej w rurociągach w poszczególnych kopalniach.



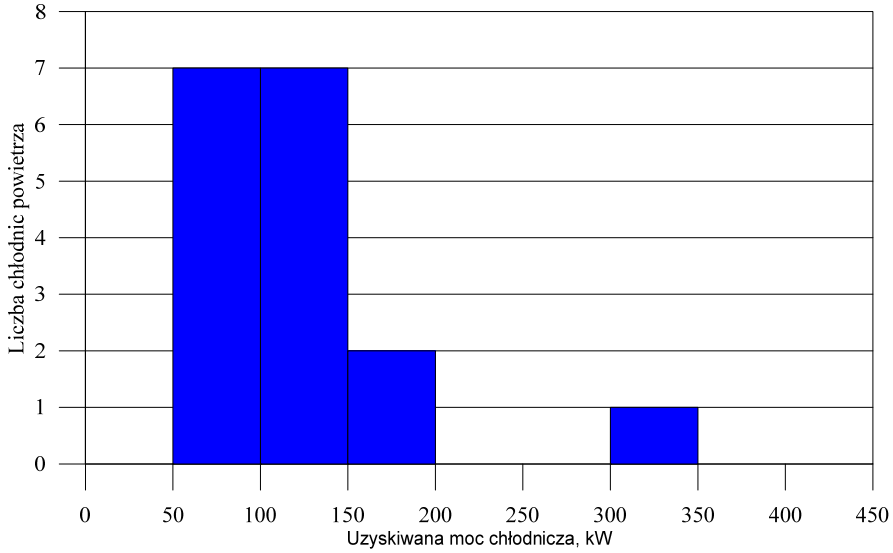
Rys. 5. Straty mocy chłodniczej w rurociągach w poszczególnych kopalniach
Figure 5. Loss of cooling power in pipelines for individual mines.

3.3. *Wyniki badań – moc chłodnicza chłodnic powietrza oraz urządzeń chłodniczych*

Tylko jedna chłodnica powietrza na 62 przebadane uzyskiwała wymaganą moc chłodniczą. Wśród przebadanych urządzeń 45 chłodnic miało moce podawane przez producentów w przedziale od 250 do 350 kW, natomiast chłodnic o mocach od 350 do 450 kW było 17. Na rysunkach 6 i 7 przedstawiono histogramy mocy uzyskiwanych przez chłodnice objęte audytem, przy czym rysunek 6 odpowiada chłodnicom o mocach podawanych przez producentów w przedziale od 250 do 350 kW, natomiast rysunek 7odpowiada chłodnicom o mocach od 350 do 450 kW.
Urządzenia chłodnicze podłączone do klimatyzacji centralnej lub grupowej również nie uzyskiwały wymaganych wydajności chłodniczych.



Rys. 6. Histogram mocy uzyskiwanych przez chłodnice objęte audytem (250-300 kW)
Figure 6. Histogram of the cooling power of tested coolers (250-300kW).



Rys. 7. Histogram mocy uzyskiwanych przez badane chłodnice (350-450 kW)
Figure 7. Histogram of the cooling power of tested coolers (350-450kW).

4. PRZYCZYNY NISKIEJ MOCY CHŁODNIC POWIETRZA

4.1. *Lokalizacja chłodnic powietrza i parametry czynnika chłodzącego*

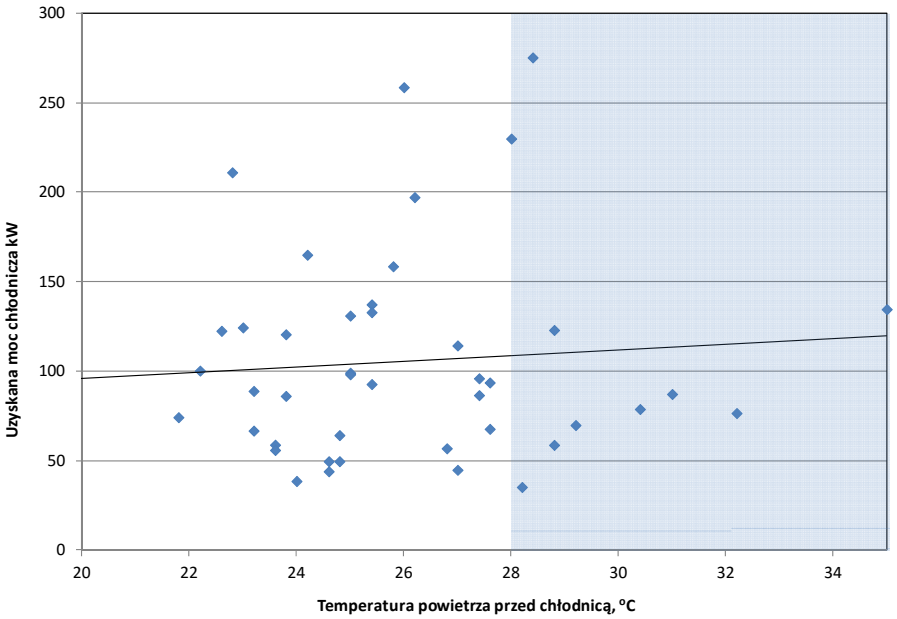
Przyczyny uzyskiwania niskiej mocy chłodnic powietrza są następujące:

1) W większości przypadków chłodnice były zlokalizowane w miejscu, gdzie temperatura powietrza przed chłodnicami była niższa od wartości określonych dla znamionowej mo-

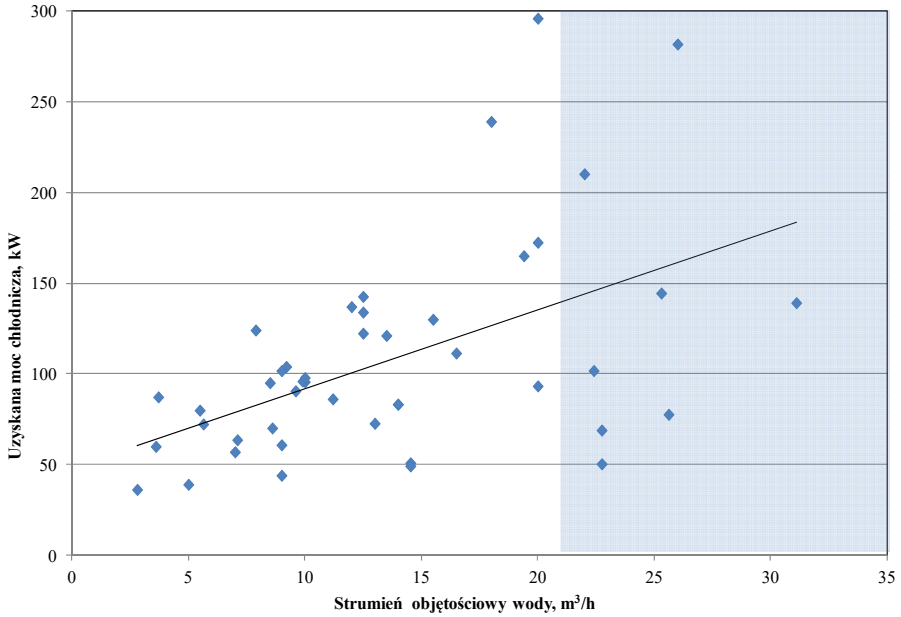
cy chłodnic. Chłodnice nie były w stanie odbierać ciepła od powietrza kopalnianego, a głównie odbierały ciepło od wentylatora przetłaczającego powietrze. Chłodnice powietrza nie zawsze lokalizowane są w miejscach najwyższej temperatury, co jest związane głównie z warunkami technicznymi w rejonie ścian eksploatacyjnych oraz bieżącej przebudowy wraz z postępem ściany eksploatacyjnej. Chłodnice powinny być lokalizowane jak najbliżej wlotu do ściany i w lutniociągach zasadniczych w odległości nie większej niż 200 m od przodków chodnikowych, tak aby w miejscu ich lokalizacji temperatura powietrza zbliżona była do 28°C. Na rysunku 8. przedstawiono zależność mocy chłodnicy od temperatury powietrza przed chłodnicą.

2) Strumienie ciepła odbierane w chłodnicach powietrza są niskie z uwagi na brak możliwości doprowadzenia do nich wody o wymaganym natężeniu przepływu. Często wynika to ze znacznego zawężenia przekroju poprzecznego rurociągów w wyniku występowania osadów związków mineralnych na powierzchni wewnętrznej rur, jak również z braku przebudowań rurociągów magistralnych wraz z rozwojem frontu eksploatacji w danej partii. Zbyt mały strumień dopływającej wody o stosunkowo wysokiej temperaturze powoduje, że chłodnice odbierają głownie ciepło do wentylatora i słabo obniżają temperaturę powietrza. Zbyt mały strumień doprowadzanej wody wynika przede wszystkim z brak kontroli przepływu i regulacji rozpływu wody oraz braku przebudowy rurociągów. Na rysunku 9 przedstawiono zależność mocy chłodnicy od strumienia objętościowego wody.

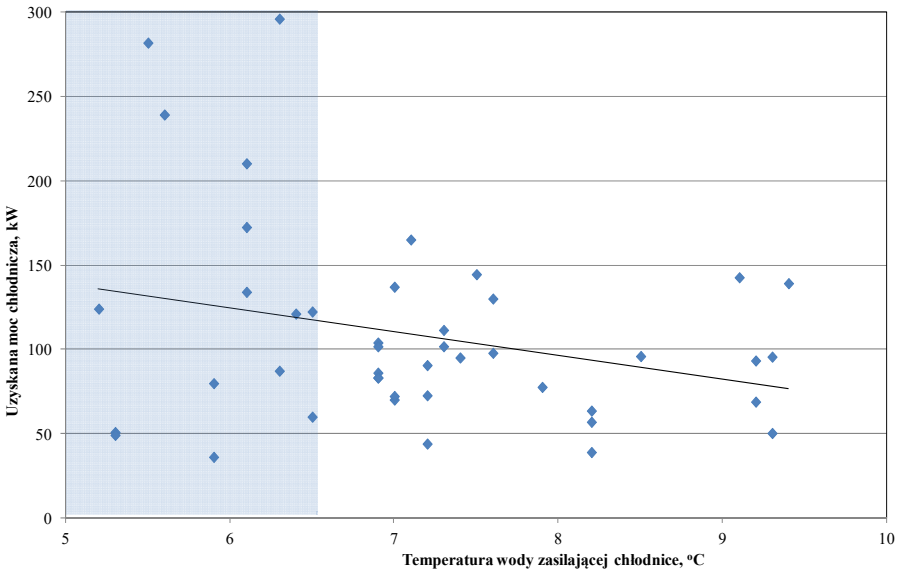
3) Temperatura wody często przekracza 8°C na wlocie do chłodnic powietrzach wynika z rozbudowywania sieci rurociągów znacznie poza zakresem przewidywanym przez projekt techniczny. Przyczyną jest przede wszystkim brak kontroli i regulacji rozpływu wody. Na rysunku 10 przedstawiono zależność mocy chłodnicy od temperatury wody.



Rys. 8. Zależność mocy chłodnicy od temperatury powietrza przed chłodnicą
Figure 8. Cooling power of air coolers related to the temperature of intake air



Rys. 9. Zależność mocy chłodnicy od strumienia objętościowego wody
Figure 9. Cooling power of air coolers related to the flow rate of water



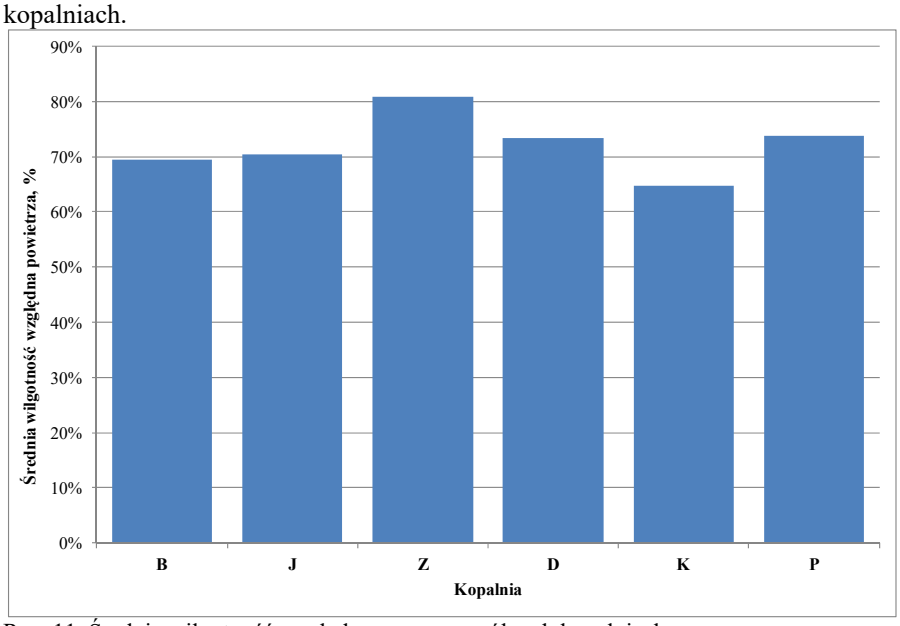
Rys. 10. Zależność mocy chłodnicy od temperatury wody
Figure 10. Cooling power of air coolers related to the temperature water

Na rysunkach 8-10 zacieniowano obszar wymaganych parametrów wody i powietrza. Aby uzyskać wymaganą moc chłodniczą zarówno parametry wody jak i powietrza wlotowego mu-

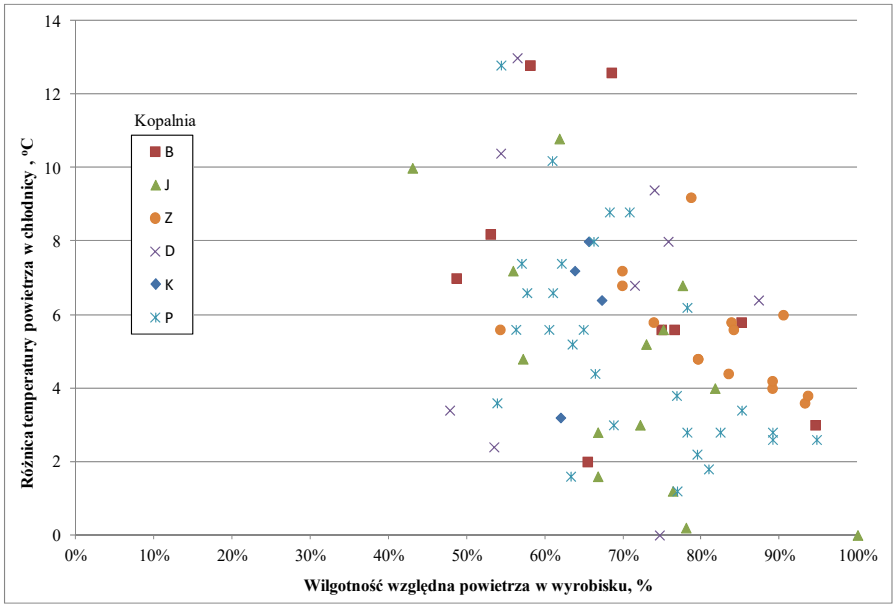
szą zawierać się w tych przedziałach. Wymagana jest jednak pełna kontrola parametrów wody (przepływy i temperatury) w całej sieci rurociągów rozprowadzających wodę do chłodnic.
Istotne znaczenie ma również dbałość o czystość wężownic w chłodnicach powietrza. Częstotliwość zmywania wężownic w chłodnicach powinna wynikać z warunków ich zabudowy i w większości przypadków powinna być częstsza niż podaje producent w Dokumentacji Techniczno–Ruchowej chłodnicy.

4.2. *Wilgotność powietrza w wyrobiskach górniczych*

Chłodnice powietrza spełniają zarówno funkcję obniżania temperatury jak również osuszania powietrza. W przypadku wysokiej wilgotności powietrza jaka ma miejsce w wyrobiskach kopalnianych, część mocy chłodniczej przekazywana jest na wykroplenie pary wodnej z powietrza, a część na obniżenie jego temperatury. Urządzenia chłodnicze i chłodnice powietrza objęte badaniami często nie umożliwiały wystarczającego (do poziomu określonego przepisami) obniżenia temperatury powietrza w wyrobisku nawet w przypadku, gdy wartości parametrów takich jak: temperatura oraz strumień doprowadzanej wody, temperatura powietrza w miejscu zabudowy chłodnicy, strumień objętościowy przepływającego powietrza, były zbliżone do podawanych przez producenta. Związane to było właśnie z osuszaniem powietrza.
Często podawana przez producentów moc chłodnicza dotyczy wilgotności względnej powietrza poniżej 70%. W takich przypadkach eksploatowane chłodnice w warunkach wilgotności 80% lub wyższej nie osiągną podawanych mocy chłodniczych, nawet przy zapewnieniu wszystkich pozostałych parametrów powietrza (temperatura i strumień objętości) i wody. Na rysunku 11 przedstawiono średnią wilgotność względną w poszczególnych kopaniach. Duża zawartość wilgoci w powietrzu kopalnianym powoduje, że trudniej obniżyć jego temperaturę (rysunek 12), gdyż znaczna część mocy przeznaczana jest na jego osuszenie. Na rysunku 13 przedstawiono udział mocy chłodniczej w wymianie ciepła w chłodnicach w poszczególnych kopalniach.

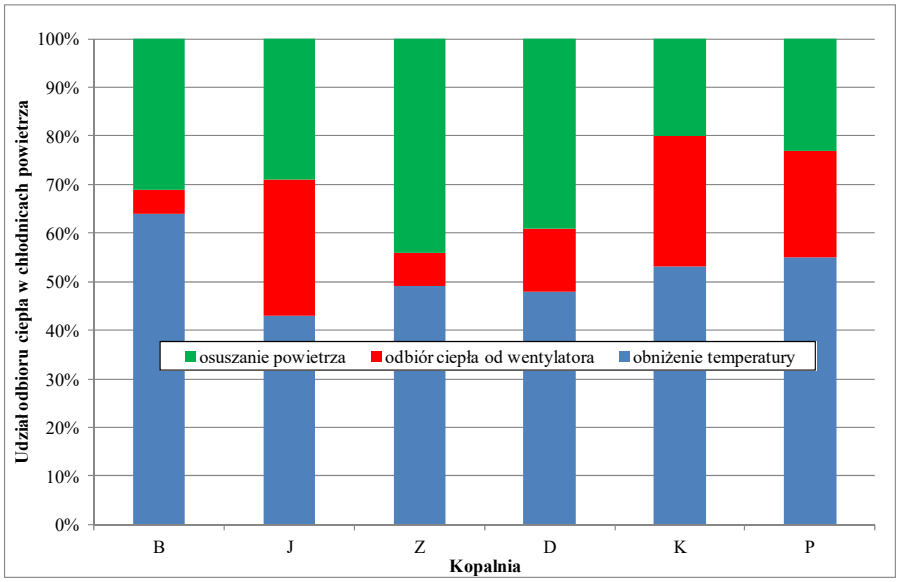


Rys. 11. Średnia wilgotność względna w poszczególnych kopalniach
Figure 11. The average relative humidity for individual mines



Rys. 12. Wpływ wilgotności powietrza na obniżenie temperatury w chłodnicach w poszczególnych kopalniach

Figure. 12. Influence of air humidity on lowering the temperature in the coolers for individual mines



Rys. 13. Udział mocy chłodniczej w wymianie ciepła w chłodnicach w poszczególnych kopalniach

Figure 13. Part in cooling power of heat exchange in the coolers for individual mines

W związku z wysoką wilgotnością powietrza w kopalniach, w których prowadzono badania, należy dążyć do ograniczania niepotrzebnego nawilżania powietrza w rejonach (likwidacja rozlewisk wody w wyrobiskach).
Pomiary przeprowadzone były w okresie zimowym. W okresie letnim efektywność wykorzystania mocy chłodniczej powinna wzrosnąć. Kopalnie powinny podjąć działania zmierzające do lepszego wykorzystywania mocy chłodniczej. Nie mniej jednak w kilku Kopalniach występować będzie brak mocy chłodniczej z uwagi na zakres robót górniczych w warunkach wysokiej temperatury pierwotnej górotworu.

PODSUMOWANIE

W kopalniach podziemnych stosuje się urządzenia chłodnicze o działaniu pośrednim lub bezpośrednim. Urządzenia te wykorzystuje się w systemach klimatyzacji lokalnej, grupowej i centralnej. Stosowanie klimatyzacji grupowej i centralnej jest ekonomicznie uzasadnione w przypadku zapotrzebowania znacznych mocy chłodniczej w różnych rejonach kopalni i braku możliwości odprowadzenia ciepła skraplania do rejonowych prądów powietrza odprowadzanego.
Pomimo stosowani aklimatyzacji w kopalniach występują przekroczenia dopuszczalnej temperatury powietrza 28°C według termometru suchego. Efektywność chłodnic powietrza zależy między innymi od ich budowy i utrzymywania w nich czystości powierzchni wymiany ciepła. Zasadniczą przyczyną uzyskiwania niskich parametrów chłodniczych jest jednak brak możliwości ich lokalizacji w miejscu najwyższych temperatur powietrza oraz zbyt mały strumień doprowadzanej wody o zbyt dużej temperaturze.
Chłodnice powietrza powinny być przebudowywane w miejsca o najwyższych temperaturach powietrza wraz z postępem przodków eksploatacyjnych i ścianowych oraz chwilowymi zmianami parametrów powietrza doprowadzanego. Przebudowa chłodnic pociąga za sobą to konieczność częstej przebudowy rurociągów instalacji chłodniczej i wymaga przeprowadzania bieżących regulacji w rozpływie wody lodowej. Kopalnie w ograniczonym stanie kontrolują parametry wody w sieci rurociągów, co nie umożliwia im prowadzenia bieżącej regulacji rozpływu wody. Zgodnie z opracowanymi projektami klimatyzacji instalacje klimatyzacji grupowej i centralnej muszą być wyposażone w przepływomierze i mierniki temperatury w układzie monitoringu parametrów wody. Umożliwi to podejmowanie szybszych decyzji w zakresie regulacji jej rozpływu czy konieczności przebudowy chłodnic powietrza w rejonach lub przebudowy rurociągów magistralnych.

Artykuł został zrealizowany w ramach pracy statutowej nr 11.11.100.774.

LITERATURA

[1] Szlązak N., Obracaj D. 2014: Sposoby redukcji ciśnienia hydrostatycznego w instalacjach klimatyzacji centralnej kopalń podziemnych. Chłodnictwo; t. 49 nr 11-12, s. 1-5.
[2] Szlązak N., Obracaj D., Borowski M. 2001: Efektywność skojarzonego układu energetyczno-chłodniczego na przykładzie klimatyzacji kopalni podziemnej - XXXIII Dni Chłodnictwa: nowe rozwiązania w konstruowaniu, projektowaniu i eksploatacji systemów chłodniczych i klimatyzacyjnych: konferencja naukowo-techniczna: Poznań, 11–13 września 2001. Wyd. SYSTHERM Chłodnictwo i Klimatyzacja Sp. z o. o., Poznań.

[3] Szlązak N., Obracaj D., Borowski M. 2002: Efektywność chłodzenia powietrza w rejonach eksploatacyjnych w oparciu o centralną klimatyzację. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2002, T. 2, Wyd. IGSMiE PAN Kraków, s. 1087–1099.
[4] Szlązak N., Obracaj D., Borowski M. 2005: Kierunki rozwoju klimatyzacji w polskich kopalniach węgla kamiennego. XXXVII Dni Chłodnictwa: aktualne tendencje w rozwiązaniach technicznych urządzeń i systemów chłodniczych i klimatyzacyjnych. Konferencja naukowo-techniczna, Poznań, 23–24 listopada 2005 Wyd. SYSTHERM Chłodnictwo i Klimatyzacja Sp. z o. o. Poznań. s. 243–256.
[5] Szlązak N., Obracaj D., Borowski M. 2007: Ocena pracy przeponowych chłodnic powietrza w kopalniach węgla kamiennego. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2007, str. 363–373.
[6] Szlązak N., Obracaj D., Borowski M. 2009a: Koncepcja rozbudowy klimatyzacji grupowej. Materiały konferencyjne: XLI Dni Chłodnictwa: nowe techniki i technologie w chłodnictwie, klimatyzacji i pompach ciepła, obniżające koszty produkcji i eksploatacji urządzeń oraz instalacji: Poznań, 18–19 listopada 2009. Wyd. Systherm Chłodnictwo i Klimatyzacja Sp. z o. o., str. 199–209.
[7] Szlązak N., Obracaj D., Borowski M. 2009b: Rozwiązanie klimatyzacji centralnej w kopalni węgla kamiennego. Materiały 5 Szkoły Aerologii Górniczej, Wyd. KGHM Cuprum Sp. z o.o .- CBR, Wrocław, str. 159–169.
[8] Szlązak N., Obracaj D., Borowski M. 2009c: Wykorzystanie swobodnego chłodzenia w systemach klimatyzacji kopalń podziemnych. Chłodnictwo & Klimatyzacja, nr 4, s. 60–64.
[9] Szlązak N., Obracaj D., Borowski M., Swolkień J. 2009: Methods for improving thermal work conditions in Polish coal mines. Ninth International Mine Ventilation Congress, India, pp.253 - 262
[10] Szlązak N., Obracaj D., Piergies K. 2014: Sterowanie parametrami wody lodowej w instalacji klimatyzacji centralnej kopalń podziemnych. Chłodnictwo & Klimatyzacja, nr 11, s. 58–62.
[11] Szlązak N., Tor A., Jakubów A. 2004: Grupowy system klimatyzacji wyrobisk dołowych w kopalni Zofiówka. Materiały 3 Szkoły Aerologii Górniczej, str. 449–462.
[12] Szlązak N., Tor A., Jakubów A. 2007: Klimatyzacja w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S. A. .Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko, 2007 nr 4 wyd. spec., s. 253–262.
[13] Turkiewicz W., Gajosiński S. 1999: Technika klimatyzacji stanowiskowej w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A. – stan obecny i rozwój. Materiały 1-szej Szkoły Aerologii Górniczej. Wyd. CEiAG EMAG Katowice.
[14] Wacławik J., Cygankiewicz J., Knechtel J. 1995: Warunki klimatyczne w kopalniach głębokich. Biblioteka Szkoły eksploatacji Podziemnej. Wyd. PAN CPPGSMiE, Kraków.

Mine Cooling Methods in Polish Mining Industry

Working conditions in underground mines have special characteristics when compared to working conditions in surface industrial plants. The former is characterized by distribution of work places in a large area and unfavourable work conditions. It is difficult to ensure stable parameters of microclimate by means of ventilation and air-conditioning in underground excavations.

In the nearest future a further deterioration in thermal hazard in Polish coal mines can be expected as a result of mining at deeper and deeper levels. The aim of this article is to present used methods of climatic conditions control and to indicate errors in design.

There are natural and technological heat flux sources in mine airways. High air temperature and humidity lead to worse climatic conditions. It results in slowing down some functions of a human organism, such as perception, concentration and attention. This unfavourable effect of air temperature and humidity on human body is known as thermal hazard.

Problems connected with design of ventilation and cooling systems in underground mines are becoming more and more important.

Wpływ zabudowy wentylatorów pomocniczych na parametry pracy wentylatorów głównego przewietrzania

Nikodem Szlązak
AGH w Krakowie

Dariusz Obracaj
AGH w Krakowie

Marek Korzec
AGH w Krakowie

STRESZCZENIE: W czasie eksploatacji złóż w podziemnych zakładach górniczych dochodzi do przemieszczania się frontów eksploatacyjnych. Na przestrzeni lat prowadzenia eksploatacji dochodzi najczęściej do wydłużania dróg doprowadzenia i odprowadzenia powietrza, a co za tym idzie zwiększenia oporów przepływu powietrza na tych drogach. Kopalnie rozpoczynają również eksploatację w nowych polach, które z przyczyn ekonomicznych nie są udostępnione szybami, lecz tylko wyrobiskami podziemnymi. Rozbudowa sieci wentylacyjnej kopalni może wymagać zwiększenia strumienia objętości powietrza doprowadzanego do kopalni.
W artykule przedstawiono rozważania teoretyczne związane z możliwością zwiększenia strumienia powietrza w sieci wentylacyjnej poprzez zabudowę w sieci dodatkowego wentylatora tłoczącego. Rozważania te przeprowadzone zostały dla różnych stopni złożoności struktur sieci wentylacyjnych.
Dodatkowo przedstawiono przykład obrazujący wpływ zabudowy stacji wentylatorów tłoczących na rozpływ powietrza w sieci wentylacyjnej w rzeczywistym podziemnym zakładzie górniczym. Przedstawiono wpływ wspólnej pracy wentylatorów głównych i dodatkowych wentylatorów tłoczących w sieci wentylacyjnej na zmianę strumienia powietrza doprowadzanego do kopalni oraz parametry pracy wentylatorów głównego przewietrzania.

SŁOWA KLUCZOWE: Wentylacja podziemnych zakładów górniczych, sieć wentylacyjna, wentylatory głównego przewietrzania, strumień powietrza doprowadzanego

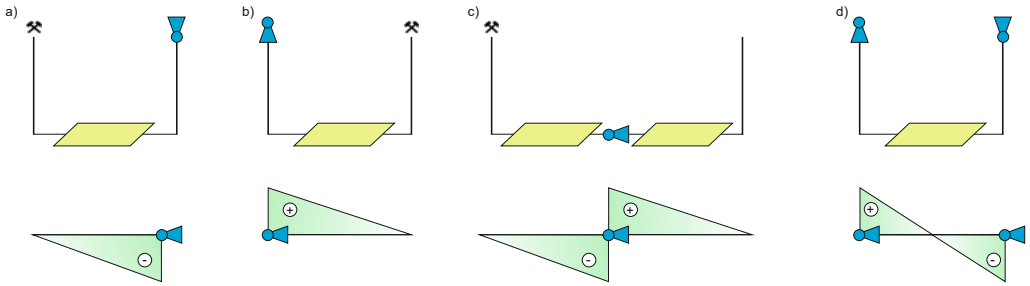
1. WPROWADZENIE

W polskich warunkach, w podziemnych zakładach górniczych, stosuje się wentylację ssącą, a stacje wentylatorów głównego przewietrzania zabudowane są na powierzchni. Powietrze doprowadzane jest do kopalń za pomocą jednego lub kilku szybów wdechowych. Po przewietrzeniu oddziałów wydobywczych, oddziałów przygotowawczych i komór funkcyjnych powietrze odprowadzane jest szybami wentylacyjnymi na powierzchnię.
Rozwój eksploatacji oraz sczerpywanie się zasobów złoża w rejonach jej prowadzenia w podziemnych zakładach górniczych wiąże się z koniecznością wykonywania nowych wyrobisk. Ze względów ekonomicznych udostępnianie nowych partii złoża często realizowane jest najczęściej wyrobiskami podziemnymi. Jeżeli wykonuje się udostępnianie szybami to ze względów technologicznych są one szybami wdechowymi. Stacje wentylatorów głównego przewietrzania przy szybach wydechowych są w takim przypadku tylko modernizowane. Na przestrzeni ostatnich lat dokonywano także łączenia obszarów górniczych kilku kopalń, tworząc kopalnie wielo

ruchowe. Łączenie obszarów górniczych wyrobiskami podziemnymi wpłynęło na znaczne rozbudowanie sieci wentylacyjnych tych kopalń. Zwiększenie długości dróg doprowadzenia i odprowadzenia powietrza z rejonów prowadzonych robót górniczych powoduje zwiększenie oporu przepływu powietrza na tych drogach.
Znaczne skomplikowanie sieci wentylacyjnych powoduje, że zabudowane przy szybach wydechowych wentylatory bardzo często oddziałują na siebie w różnych jej miejscach. W kopalniach stosowane są także pomocnicze wentylatory, których funkcją jest przede wszystkim regulacja rozpływu powietrza w sieci wentylacyjnej (w celu kierowania powietrza w nowe, udostępniane partie złoża.). Ich lokalizacja oraz moc nie powodują zwiększenia całkowitego strumienia powietrza doprowadzanego do kopalni.
Rozbudowa kopalni może wymagać zwiększenia strumienia powietrza w sieci wentylacyjnej. Jedną z metod, którą można zastosować do tego celu jest zabudowa w sieci dodatkowych wentylatorów tłoczących. Rozwiązanie takie może być zastosowane w zakładach górniczych eksploatujących kopalny niepalne, a wentylatory takie zabudowywane są na najczęściej na podszybiach szybów wdechowych.
Dla zapewnienia poprawnej współpracy wszystkich wentylatorów (głównych i pomocniczych) ważne jest wykonanie analizy w celu doboru parametrów wentylatorów tłoczących w sieci wentylacyjnej. W przypadku sieci wentylacyjnych o niewielkim stopniu skomplikowania dobór wentylatora tłoczącego do sieci jest zagadnieniem stosunkowo prostym. Problem doboru odpowiednich parametrów wentylatora zaczyna nabierać na znaczeniu w przypadku sieci o większym stopniu skomplikowania.

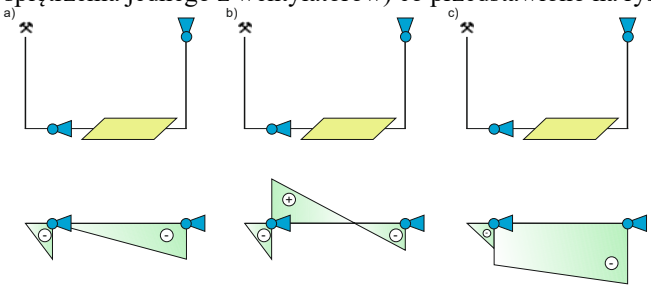
2. SYSTEMY WENTYLACJI KOPALŃ PODZIEMNYCH

Z uwagi na stosowanie w kopalniach systemu wentylacji ssącej wentylatory głównego przewietrzania lokalizowane są na powierzchni. Rozwój eksploatacji i rozbudowa sieci wentylacyjnej może powodować konieczność zwiększenia wydatku objętościowego powietrza doprowadzanego do kopalni. W zakładach górniczych eksploatujących kopaliny niepalne istnienie możliwość stosowania wentylacji tłocząco-ssącej. Realizowana ona może być poprzez zabudowę w wyrobiskach podziemnych stacji wentylatorów (najczęściej w sąsiedztwie podszybi szybów wdechowych). Na rysunku 1 (a-d) przedstawione zostały rozkłady straty naporu (dyssypacji energii) przed i za wentylatorem w zależności od jego lokalizacji w sieci wentylacyjnej.



Rys. 1. Prawidłowy rozkład straty naporu powietrza (dyssypacji energii) w sieci wentylacyjnej dla różnych sposobów zabudowy wentylatorów; a) wentylacja ssąca, b) wentylacja tłocząca, c) wentylacja ssąco-tłocząca z jednym wentylatorem, d) wentylacja ssąco-tłocząca z dwoma wentylatorami
Figure 1. Correct distribution of pressure drop in ventilation network for different localisation of the main fan; a) exhausting ventilation system, b) forcing ventilation system with one fan, c) push-pull system with two fans

W układach ssąco-tłoczących, z większą liczbą wentylatorów istotny jest właściwy dobór ich parametrów. Nie można bowiem dopuścić do niewłaściwego oddziaływania wentylatorów (ujemne wartości spiętrzenia jednego z wentylatorów) co przedstawiono na rysunku 2.



Rys. 2. Rozkład straty naporu powietrza (dyssypacji energii) w sieci wentylacyjnej dla układu ssąco-tłoczącego z dwoma wentylatorami; a) i b) rozkład prawidłowy, c) rozkład nieprawidłowy
Figure 2. Distribution of pressure drop in ventilation network for push-pull system with two fans; a) & b) correct distribution of pressure drop, c) incorrect distribution of pressure drop

W dalszej części artykułu skoncentrowano się na przypadku doboru parametrów wentylatora tłoczącego do sieci wentylacyjnej z wentylatorami ssącymi. Celem włączenia wentylatorów tłoczących jest zwiększenie intensywności przewietrzania wyrobisk, tj. zwiększenie strumienia powietrza w sieci. Efekt zwiększenia ilości powietrza może nie być możliwy do uzyskania, co wynika z wzajemnej współpracy wentylatorów o danych charakterystykach przepływowych. Każdorazowo należy najpierw przeprowadzić analizę rozpływu powietrza w sieci wentylacyjnej (szczególnie w sieciach z większą liczbą zabudowanych wentylatorów).
Do obliczeń można wykorzystywać odwzorowanie uproszczonej struktury sieci wentylacyjnej Rejony wentylacyjne, składające się z wielu bocznic (połączonych szeregowo, równolegle i przekątnie), mogą być reprezentowane przez jedną bocznicę o oporze zastępczym [1]. Obliczenia można prowadzić wykorzystując programy komputerowe do obliczeń rozpływu powietrza w kopalnianych sieciach wentylacyjnych.
W dalszej części przedstawiona zostanie analiza wpływu włączenia dodatkowych wentylatorów w oczkach sieci wentylacyjnej, które działać będą zgodnie z istniejącymi wentylatorami ssącymi. Wpływ takich działań zostanie przedstawiony dla różnych typów struktury sieci wentylacyjnych.

3. ANALIZA ZABUDOWY POMOCNICZEGO WENTYLATORA TŁOCZĄCEGO W SIECIACH WENTYLACYJNYCH

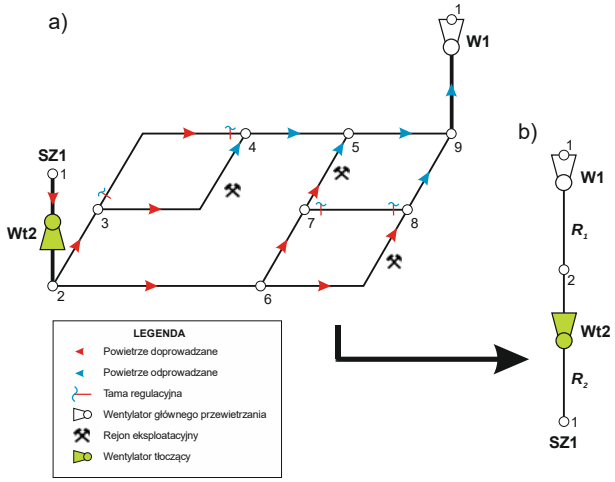
3.1. *Złożoność struktur sieci wentylacyjnych*

Sieci wentylacyjne podziemnych zakładów górniczych mogą składać się tylko z dwóch szybów (wdechowego i wydechowego) lub z wielu szybów. W przypadku sieci wentylacyjnej składającej się bocznic połączonych szeregowo i równolegle oraz z jednym wentylatorem kierunki przepływu powietrza są ściśle określone i zgodne z kierunkiem oddziałania spiętrzenia wentylatora [2, 5]. W przypadku sieci wentylacyjnej z bocznicami przekątnymi i jednym wentylatorem, kierunki przepływu powietrza w tych bocznicach zależą od oporów bocznic sąsiednich i przyjmować mogą oba możliwe kierunki przepływu lub może dość do zatrzymania przepływu powietrza [1, 5, 6].

W sieci wentylacyjnej może występować większa liczba wentylatorów (dwa lub więcej). W zależności od ich lokalizacji kierunek ich działania może być zgodny, bądź niezgodny z kierunkiem przepływu powietrza w bocznicach. W poszczególnych bocznicach kierunek ten będzie zależał od charakterystyk wentylatorów oraz miejsca ich lokalizacji w sieci. Najczęściej jednak w warunkach kopalnianych, przy przewietrzaniu kopalni za pomocą dwóch szybów wydechowych, mamy do czynienia z niezgodnym kierunkiem działania obu wentylatorów w sieci przekątnej złożonej.
Jeżeli w różnych równoległych bocznicach sieci wentylacyjnej zabudowana jest większa liczba wentylatorów istnieje małe prawdopodobieństwo, aby kierunek oddziałania depresji wszystkich wentylatorów był zgodny. Możliwe jest to tylko w przypadku, gdy trzeci i kolejny wentylator umieszczony jest zgodnie z depresją dwóch poprzednich, w tzw. „obwodzie wspólnym" (głównym) o ściśle określonym kierunku prądu [1].
W zależności od liczby i wzajemnej zależności szybów wydechowych (z wentylatorami ssącymi) można wyróżnić trzy różne grupy złożoności struktury sieci wentylacyjnych. Zgodnie z pracami [8, 9] do grupy I (sieci proste) należą te sieci wentylacyjne, w których występuje jeden szyb wdechowy i jeden szyb wydechowy. W grupie II (sieci złożone) mamy do czynienia z większą liczbą szybów wdechowych, oraz wydechowych w sieci wentylacyjnej kopalni. W sieciach wentylacyjnych tego typu można jednak wyróżnić niezależne podsieci wentylacyjne poszczególnych szybów. Podsieci te cechują się stosunkowo dużą niezależnością i obejmują dane pola wydobywcze kopalni. W grupie III (sieci bardzo złożone) mamy do czynienia z większą liczbą szybów wdechowych usytuowanych w różnych częściach obszaru górniczego kopalni, oraz większą liczbą szybów wydechowych. Z powodów technologicznych nie możliwe jest wydzielenie poszczególnych podsieci wentylacyjnych, a prądy grupowe świeżego powietrza są zależne od działania kilku szybów wydechowych.
Dla takich grup sieci wentylacyjnych rozważa się możliwość zwiększenia strumienia powietrza poprzez zabudowę dodatkowych wentylatorów tłoczących powietrze do sieci, przy niezmiennych charakterystykach istniejących wentylatorów ssących.

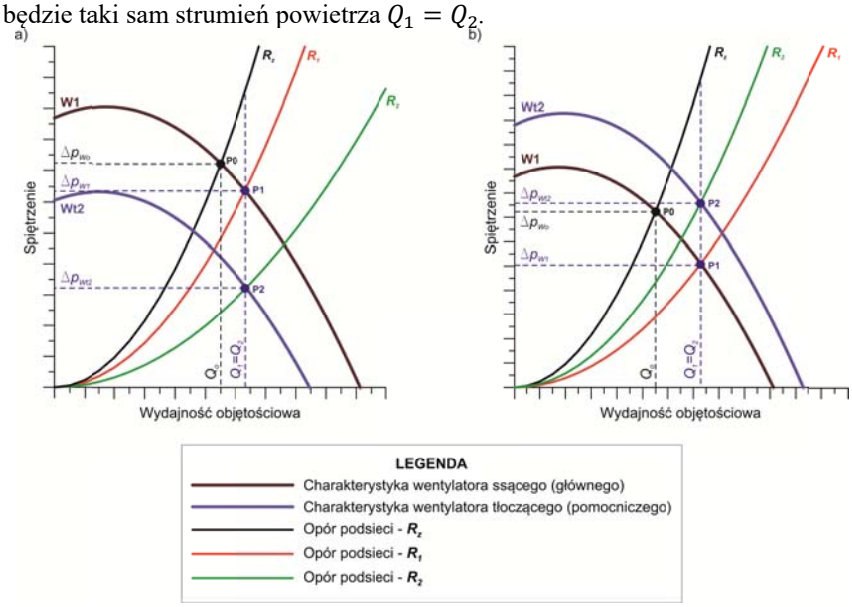
3.2. *Złożoność struktur sieci wentylacyjnych*

Rozważa się przykładową sieć wentylacyjną przedstawioną w postaci schematu przestrzennego na rysunku 3a.



Rys. 3. Sieć wentylacyjna prostej (grupa I): a) schemat przestrzenny sieci, b) uproszczenie schematu sieci
Figure 3. Simple ventilation network (group I): a) whole scheme, b) simplification of scheme

Włączenie pomocniczego wentylatora tłoczącego w szybie wdechowym (na podszybiu) jest tożsame z uproszczeniem sieci wentylacyjnej do sieci przedstawionej na rysunku 3b o znanych oporach bocznic R_1 i R_2. Zwiększenie strumienia powietrza w sieci wentylacyjnej z wartości Q_o (punkt P0 na rys. 4a-b) do wartości Q_2 (punkt P1 na rys. 4a-b) związane jest z określonym spiętrzeniem wentylatorów zależnym od udziału oporów bocznic. Przez oba wentylatory przepływać będzie taki sam strumień powietrza $Q_1 = Q_2$.



Rys. 4. Charakterystyki wentylatorów ssącego i tłoczącego współpracujących z prostą siecią wentylacyjną o oporze R_z; a) $R_1 > R_2$; b) $R_2 < R_1$
Figure 4. Characteristic curves for exhaust (W1) and forcing (Wt2) fans in simple ventilation network (R_z): a) $R_1 > R_2$, b) $R_2 < R_1$

Jeżeli opór zastępczy systemu wynosi R_z, to:

$$R_z = R_1 + R_2 \tag{1}$$

Jeżeli $Q_2 > Q_o$ a wentylator tłoczący $Wt2$ ma pokonać opór R_2 to:

$$\Delta p_{W1} = R_1 \cdot Q_2^2 \tag{2}$$

oraz

$$\Delta p_{Wt2} = R_2 \cdot Q_2^2 \tag{3}$$

Zatem spiętrzenie wentylatora $Wt2$ musi wynosić:

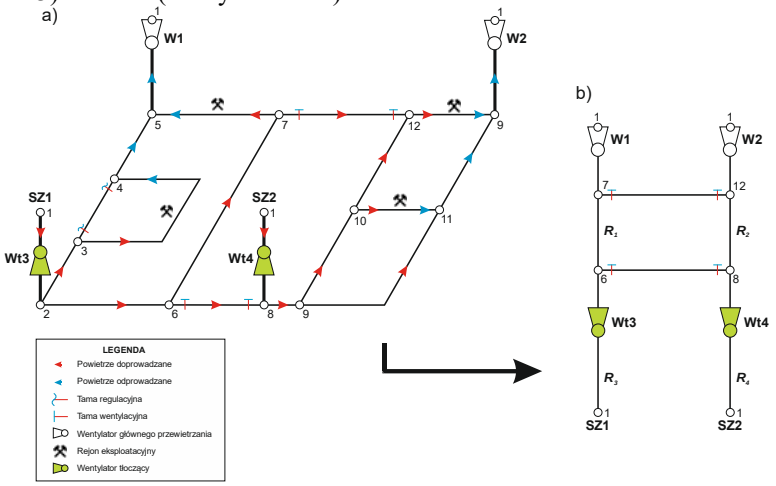
$$\Delta p_{Wt2} = \Delta p_{W1} \cdot \frac{R_2}{R_1} \tag{4}$$

Jeżeli $R_1 = R_2$ to $\Delta p_{W1} = \Delta p_{Wt2}$ i charakterystyki obu wentylatorów powinny być takie same. Jeżeli $R_1 > R_2$ lub $R_1 < R_2$, to charakterystyka $Wt2$ musi posiadać spiętrzenie Δp_{Wt2} przy określonej wydajności Q_2 (punkt P2 – rys. 4a-b). Dla rzeczywistych sieci wentylacyjnych prawdopodobieństwo niewłaściwej współpracy wentylatorów o innych charakterystykach jest bardzo małe dla takiej metodologii doboru punktu pracy. Wentylatory tłoczące lokalizowane w sieci wentylacyjnej powinny mieć możliwość regulacji prędkości obrotowej wirnika.

Reasumując należy stwierdzić, ze dla zwiększenia strumienia powietrza w istniejącej sieci wentylacyjnej należy określić miejsca zabudowy wentylatora tłoczącego i dobrać jego spiętrzenie zgodnie z zależnościami (1)-(4).

3.3. *Zabudowa pomocniczego wentylatora tłoczącego w sieci złożonej (grupa II)*

W sieciach wentylacyjnych z kilkoma szybami wydechowymi i wdechowymi, ale o wyraźnie rozgraniczonych podsieciach szybów wydechowych, oddziaływanie wentylatorów na sąsiednie podsieci jest znikome. Rozdział powietrza na poszczególne podsieci wentylacyjne związany jest z konkretnym szybem, a wyrobiska łączące szyby na danym poziomie są otamowane. Przykład sieci zaliczającej się do II grupy złożoności przedstawiono na rysunku 5a [8, 9]. W zaprezentowanej sieci istnieje możliwość umieszczenia wentylatora tłoczącego w szybie SZ1 (wentylator Wt3) lub SZ2 (wentylator Wt4).



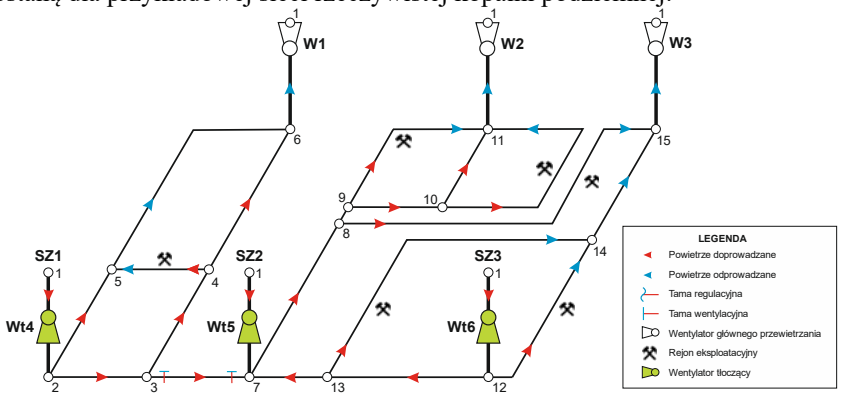
Rys. 5. Sieć wentylacyjna złożona (grupa II): a) schemat przestrzenny sieci wentylacyjnej, b) uproszczenie schematu sieci
Figure 5. Complicated ventilation network (group II): a) whole scheme, b) simplification of scheme

Zakładając sie, że podsieci wentylacyjne wentylatorów W1 i W2 są wydzielone (strumienie powietrza w bocznicach 6-8 i 7-12 są minimalne) można założyć, że obie podsieci są niezależne (rysunek 5b). Jeżeli założy się, że połączenia pomiędzy sieciami nie wpływają znacząco na wartość oporów obu podsieci wentylacyjnych, to wnioski wynikające ze współpracy wentylatorów są takie same jak dla sieci grupy I (rys. 3).

3.4. *Zabudowa wentylatora tłoczącego w sieci bardzo złożonej (grupa III)*

W grupie III (sieci bardzo złożone) mamy do czynienia z większą liczbą szybów wdechowych usytuowanych w różnych częściach obszaru górniczego kopalni oraz większą liczbą szybów wydechowych. Podsieci szybów wydechowych są ze sobą zależne i zmiany oporów bocznic wpływają na punkt pracy wszystkich wentylatorów. Schemat przestrzenny przykładowej sieci wentylacyjnej zaliczającej się do III grupy złożoności przedstawiono na rysunku 6 [8, 9]. W analizowanym przykładzie (rysunek 6) powietrze doprowadzane jest trzema szybami wdecho-

wymi (SZ1, SZ2, SZ3). Odprowadzenie powietrza z sieci realizowane jest natomiast poprzez trzy szyby wydechowe (W1, W2, W3).
Przy tak złożonych sieciach wentylacyjnych określenie wpływu włączenia wentylatora tłoczącego (Wt4, Wt5 lub Wt6) jest bardziej skomplikowane do przeprowadzenia metodami analitycznymi, ale do wykonania obliczeń można wykorzystać programy komputerowe oparte np. o metodę H. Crossa rozwiązywania sieci wentylacyjnych. W artykule obliczenia takie przedstawione zostaną dla przykładowej sieci rzeczywistej kopalni podziemnej.



Rys. 6. Sieć wentylacyjna bardzo złożona (grupa III) z wariantową lokalizacją wentylatora tłoczącego – schemat przestrzenny
Figure 6. Very complicated ventilation network (group III) with variant localisation of the forcing fan

4. PRZYKŁAD WSPÓŁPRACY WENTYLATORÓW W RZECZYWISTEJ SIECI WENTYLACYJNEJ

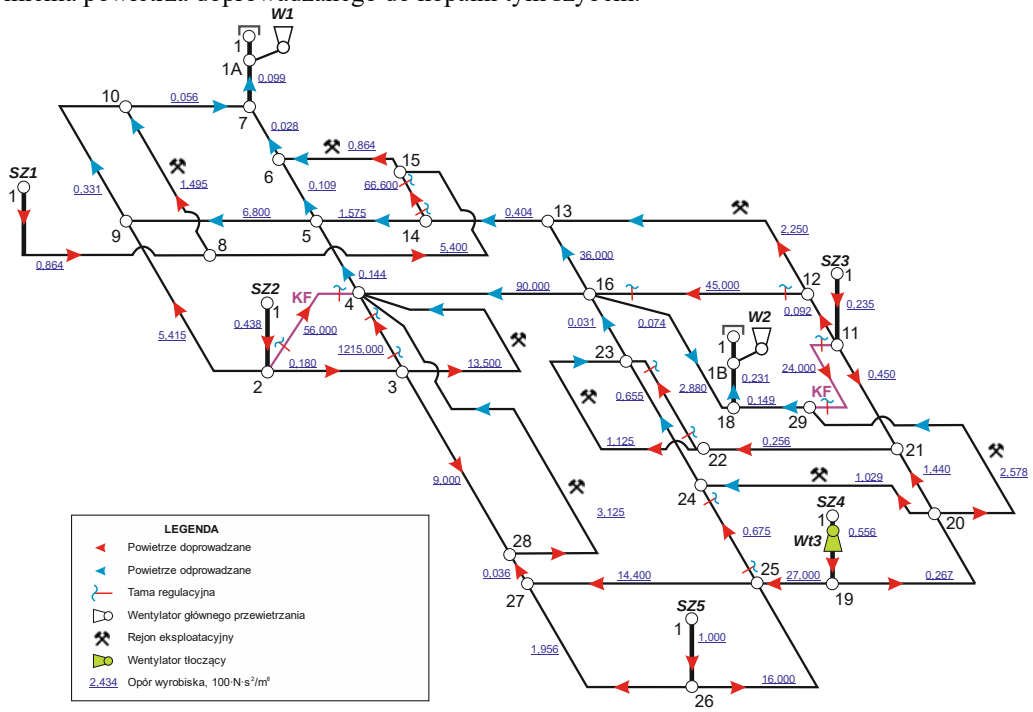
Sieć wentylacyjna analizowanej kopalni została zapisana w formie cyfrowej w oparciu o wykonane pomiary wentylacje. Z uwagi na duże skomplikowanie sieci została ona uproszczona w celu przedstawienia charakterystycznych węzłów sieci. Na rysunku 7 przedstawiono schemat przestrzenny uproszczonej sieci wentylacyjnej rzeczywistej kopalni podziemnej. Wyrobiska wielonitkowe zostały zastąpione pojedynczymi wyrobiskami o zastępczym oporze. Opory poszczególnych wyrobisk wyznaczone zostały w oparciu o przeprowadzone w sieci pomiary wentylacyjne. Parametry bocznic oraz węzłów sieci wentylacyjnej przedstawione zostały na rysunku 7. Na schemacie zaznaczono również wyrobiska z zabudowanymi tamami regulacyjnymi. Uproszczona sieć wentylacyjna składa się z 57 bocznic i 33 węzłów, które tworzą 25 niezależnych oczek wentylacyjnych.
Powietrze do kopalni doprowadzane jest pięcioma szybami wdechowymi, natomiast odprowadzane poprzez dwa szyby wydechowe (z zabudowanymi powierzchniowymi stacjami wentylatorów głównego przewietrzania). W sieci znajduje się osiem oddziałów wydobywczych oraz komory funkcyjne, które zostały zaznaczone na rysunku 7.
Przy szybie W1 zabudowana jest stacja wentylatorów równoległych, których wypadkową charakterystykę opisuje równanie:

$$\Delta p = -0{,}0058 \cdot Q^2 + 9{,}12 \cdot Q + 2419 \tag{5}$$

Przy szybie W2 natomiast pracują wentylatory o charakterystyce wypadkowej opisanej następującym równaniem:

$$\Delta p = -0{,}0786 \cdot Q^2 + 68{,}48 \cdot Q - 10617 \tag{6}$$

Sieć zaliczyć można do grupy III sieci wentylacyjnych (sieć bardzo złożona). W analizowanej sieci wentylacyjnej rozważa się możliwość włączenia podziemnej stacji wentylatorów tłoczących na podszybiu jednego z szybów wdechowych (rys. 7) celem uzyskania zwiększenia strumienia powietrza doprowadzanego do kopalni tym szybem.



Rys. 7. Schemat przestrzenny uproszczonej sieci wentylacyjnej rzeczywistej kopalni podziemnej
Figure 7. Layout of simplified ventilation network for the real underground mine

Dla sieci wentylacyjnej kopalni wykonane zostały obliczenia wariantowe rozpływu powietrza. Obliczenia wykonano dla zbilansowanego rozpływu powietrza w węzłach sieci wentylacyjnej. Wariant 1 zakłada przewietrzanie kopalni tylko z wykorzystaniem stacji wentylatorów głównego przewietrzania zabudowanych przy szybach W1 i W2. W wariancie 2, 3 i 4 założono zabudowę wentylatora tłoczącego Wt3 w szybie SZ4 (na podszybiu tego szybu). Poszczególne warianty różnią się od siebie charakterystykami wentylatora tłoczącego Wt3, które odwzorowują pracę pojedynczą oraz równoległą dwóch i trzech wentylatorów.
Równania aproksymacyjne charakterystyk wentylatora tłoczącego w poszczególnych wariantach przedstawiają się następująco:

- wariant 2: $\Delta p = -0{,}01 \cdot Q^2 - 0{,}55 \cdot Q + 5000$, (7)
- wariant 3: $\Delta p = -0{,}0025 \cdot Q^2 - 0{,}28 \cdot Q + 5000$, (8)
- wariant 4: $\Delta p = -0{,}0011 \cdot Q^2 - 0{,}18 \cdot Q + 5000$. (9)

Rozpatrzono wpływ zabudowy stacji wentylatorów (Wt3) na podszybiu szybu SZ4 na rozpływ powietrza. W tabeli 1 przedstawiono sumaryczne strumienie powietrza doprowadzanego do kopalni w poszczególnych wariantach z podziałem na szyby wdechowe. Przeprowadzone obliczenia numeryczne rozpływu powietrza przy użyciu programu Ventgraph wskazują, że zabudowa wentylatora tłoczącego w szybie SZ4 wpłynie nieznaczne na zwiększenie sumarycznego strumienia powietrza doprowadzanego do kopalni. Wyniesie ono w kolejnych wariantach od-

powiednio 1,6%, 2,3% oraz 2,5% w stosunku do wariantu 1. W szybie wdechowym z zabudowanym wentylatorem uzyskuje się wyższy strumień powietrza w każdym analizowanym wariancie. Zwiększenie strumienia powietrza w szybie SZ4 powoduje zmniejszenie strumienia w pozostałych szybach wdechowych. Największe zmiany występują w szybie SZ5, który jest w bliskim sąsiedztwie szybu SZ4.

Tabela 1. Wyniki obliczeń strumieni powietrza doprowadzanego do kopalni
Table 1. Calculations of volumetric air flow for downcast shafts

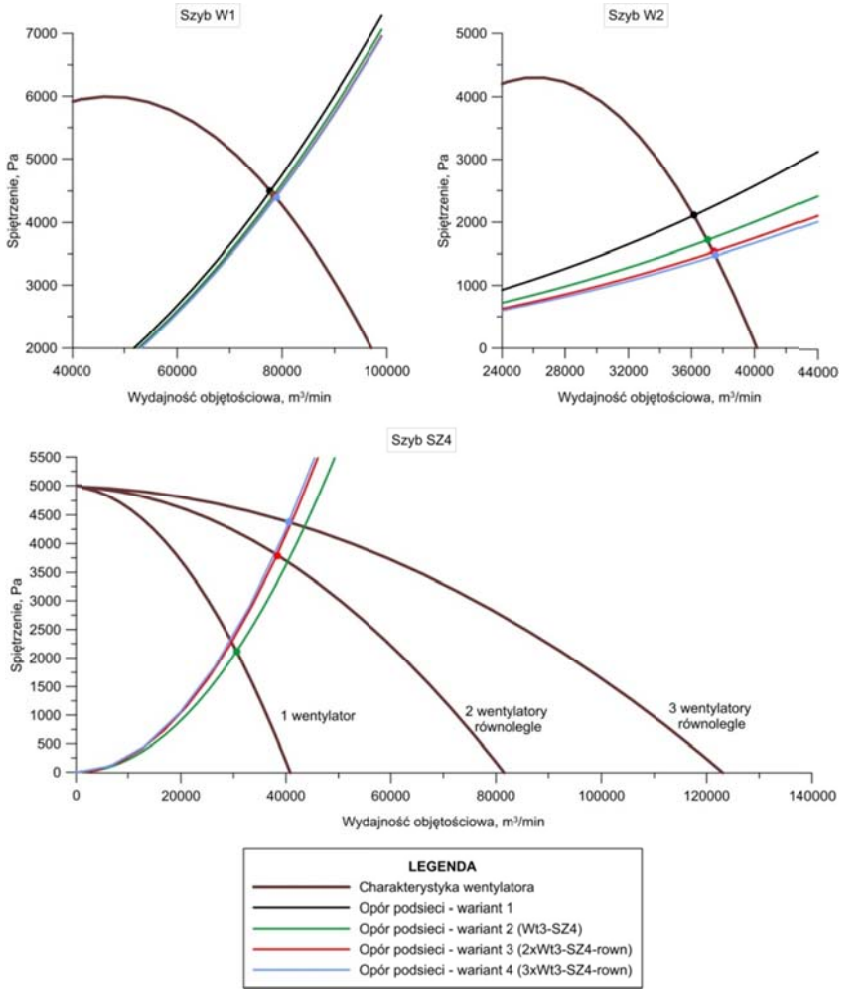
Nazwa szybu wdechowego	***Strumień powietrza doprowadzanego*** m^3/min			
	Wariant 1	***Wariant 2***	***Wariant 3***	***Wariant 4***
SZ1	24948	24497	24287	24228
SZ2	24013	22497	21551	21313
SZ3	29408	23343	19845	18590
SZ4	18301	30603	38325	40589
SZ5	12095	9557	7287	6815
Całkowity strumień powietrza doprowadzanego do kopalni, m^3/min	**108765**	**110497**	**111295**	**111535**
Przyrost całkowitego strumienia powietrza doprowadzanego w stosunku do stanu aktualnego, %	-	**1,6%**	**2,3%**	**2,5%**

W tabeli 2 zaprezentowane zostały wyniki obliczeń strumieni powietrza odprowadzanego z kopalni szybami wentylacyjnymi. Wydatki powietrza odprowadzane przez wentylatory głównego przewietrzania zwiększyły się nieznacznie. Różnica w całkowitym strumieniu powietrza odprowadzanego i doprowadzanego wynika z występowania strat zewnętrznych w szybach wentylacyjnych. Na rysunku 8 przedstawiono zmiany punktów pracy wentylatorów głównych oraz wentylatora tłoczącego w poszczególnych analizowanych wariantach.

Tabela 2. Wyniki obliczeń strumieni powietrza odprowadzanego z kopalni szybami wentylacyjnymi
Table 2. Calculations of volumetric air flow for ventilation shafts

Nazwa szybu wentylacyjnego	***Wydajność stacji wentylatorów*** m^3/min			
	Stan aktualny	***Wariant 1***	***Wariant 2***	***Wariant 3***
W1	77668	78308	78596	78677
W2	36171	37026	37414	37533
Całkowity strumień powietrza odprowadzanego z kopalni, m^3/min *	**113839**	**115334**	**116010**	**116210**

** różnica w całkowitym strumieniu powietrza odprowadzanego i doprowadzanego wynika z występowania strat zewnętrznych w szybach wentylacyjnych*



Rys. 8. Charakterystyki wentylatorów wraz z punktami pracy dla poszczególnych wariantów włączenia wentylatora tłoczącego w analizowanej sieci

Figure 8. Characteristic curves of fans with operating points for each analysed variants with additional forcing fan

Zabudowa wentylatora tłoczącego w szybie SZ4 wpłynęła na spiętrzenia wentylatorów zabudowanych na szybach wentylacyjnych. O ile w przypadku szybu W1 wpływ ten nie jest duży, o tyle spiętrzenie wentylatora przy szybie W2 spadło w stosunku do wariantu 1 odpowiednio o około 400 Pa, 600 Pa i 650 Pa w kolejnych wariantach. Wynika z tego, iż podsieć szybu W2 charakteryzuje się niższym oporem niż podsieć szybu W1. Włączanie kolejnych wentylatorów tłoczących w wariantach 2, 3 i 4 poskutkowało wyraźnym wzrostem ich spiętrzenia, przy stosunkowo niedużym wzroście strumienia powietrza doprowadzanego do kopalni szybem SZ4 (tabela 1) – różnica wydatku jest szczególnie nieznaczna pomiędzy wariantem 3 i 4. Zestawienie spiętrzeń wentylatorów w poszczególnych wariantach przedstawiono w tabeli 3.

Tabela 3. Wyniki obliczeń spiętrzenia wentylatorów zabudowanych w sieci wentylacyjnej kopalni
Table 3. Calculations of total pressure of the fans

Nazwa wentylatora	*Spiętrzenie wentylatora*			
	Pa			
	Stan aktualny	*Wariant 1*	*Wariant 2*	*Wariant 3*
W1	4470	4406	4376	4368
W2	2102	1711	1524	1465
Wt3	-	2118	3804	4373

Uruchomienie w sieci wentylacyjnej wentylatorów tłoczących wiąże się z koniecznością ponoszenia kosztów zużywanej przez nie energii elektrycznej. W tabeli 4 przedstawiono moc użyteczną zabudowanych w sieci wentylatorów w poszczególnych wariantach. Moc wentylatora W1 nie ulega znaczącym zmianom, natomiast moc wentylatora W2 ulega obniżeniu (spowodowane to jest spadkiem jego spiętrzenia w kolejnych wariantach obliczeniowych). Zabudowa wentylatorów tłoczących w szybach wdechowych lub w ich sąsiedztwie wymaga poniesienia wysokich nakładów inwestycyjnych. Wiąże się również z ponoszeniem kosztów eksploatacyjnych, związanych między innymi ze zużyciem energii elektrycznej przez te wentylatory. Uzyskane w ten sposób zwiększenie sumarycznego strumienia powietrza w kopalni (jak wynika z rozważań nieznaczne) skutkuje dużym zwiększeniem zużycia energii elektrycznej pobieranej przez wszystkie wentylatory pracujące w sieci. Wentylator tłoczący zabudowany w sieci przyczynia się do wzrostu sumarycznej mocy użytecznej wentylatorów w poszczególnych wariantach o odpowiednio o 12%, 29% i 36% (tab. 4).

Tabela 4. Moc użyteczna wentylatorów
Table 4.4. Air power of fans

Nazwa wentylatora	*Moc użyteczna wentylatora*			
	MW			
	Wariant 1	*Wariant 2*	*Wariant 3*	*Wariant 4*
W1	5,8	5,8	5,7	5,7
W2	1,3	1,1	1,0	0,9
Wt3	-	1,1	2,4	3,0
Całkowita moc użyteczna wentylatorów, MW	**7,1**	**7,9**	**9,1**	**9,6**
Przyrost mocy użytecznej wentylatorów w stosunku do stanu aktualnego, %	**-**	**11,8%**	**29,2%**	**36,1%**

PODSUMOWANIE

W zakładach górniczych eksploatujących kopaliny niepalne można rozpatrywać zabudowę pomocniczych wentylatorów tłoczących w przypadku konieczności zwiększenia ilości powietrza w sieci wentylacyjnej. Znaczące zwiększenie ilości powietrza w kopalni jest jednak ograniczone wzajemnym oddziaływaniem wentylatorów ssących i tłoczących. Jedynie można spodziewać się wzrostu strumienia powietrza w rejonie szybu wdechowego z wentylatorem tłoczącym. Należy się jednak liczyć z możliwością zaburzeń rozpływu powietrza w pozostałych bocznicach sieci wentylacyjnej.

Efekt zwiększenia ilości powietrza w całej sieci wentylacyjnej zależny jest od złożoności sieci wentylacyjnej i charakterystyk wentylatorów zabudowanych przy szybach wydechowych.

W przypadku sieci wentylacyjnych o niewielkim stopniu skomplikowania (grupa I) dobór wentylatora tłoczącego do sieci jest zagadnieniem stosunkowo prostym. Najlepszym rozwiązaniem jest zastosowanie wentylatora o takiej samej charakterystyce jak charakterystyka wentylatora pracującego przy szybie wydechowym. Należy się jednak liczyć z występowaniem nadciśnienia w części sieci wentylacyjnej, a w pozostałej części podciśnienia. Wentylator tłoczący w zależności od oporu, który musi pokonać może posiadać jednak inne spiętrzenie niż wentylator ssący. Charakterystyka wentylatora tłoczącego musi być dobrana do istniejącej charakterystyki wentylatora ssącego.
W II grupie złożoności sieci wentylacyjnej dobór wentylatora tłoczącego może być przeprowadzony podobnie jak w przypadku sieci I grupy. Należy jednak pamiętać o konieczności rozdzielenia podsieci obu szybów wydechowych od siebie poprzez zabudowę tam w odpowiednich wyrobiskach górniczych.
W sieciach bardzo rozbudowanych (grupa III) zagadnienie doboru wentylatora tłoczącego jest dużo bardziej skomplikowane. Dla określenia wpływu zabudowy wentylatora tłoczącego należy wykorzystywać metody numeryczne obliczeń rozpływu powietrza, np. metodę H. Cross'a.
Przeprowadzone obliczenia wykazały, że dla rzeczywistej sieci wentylacyjnej zwiększenie ilości powietrza doprowadzanego do kopalni poprzez zabudowę wentylatora tłoczącego przy jednym z szybów wdechowych wyniesie 1,6%, 2,3% i 2,5% w stosunku do wariantu bez wentylatora tłoczącego.
Wentylator tłoczący zabudowany w sieci przyczynia się do wzrostu sumarycznej mocy użytecznej wentylatorów. W analizowanych obliczeniach dla rzeczywistej sieci wentylacyjnej w poszczególnych wariantach wzrost zużycia energii elektrycznej wyniósł w poszczególnych wariantach 12%, 29% i 36% w stosunku do wariantu bez zabudowanego wentylatora tłoczącego. Efekt stosowania wentylatorów wtłaczających powietrze do sieci wentylacyjnej może nie przynieść korzyści ekonomicznych. Zabudowa wentylatorów tłoczących wymaga poniesienia wysokich nakładów inwestycyjnych.

Artykuł zrealizowano w ramach prac statutowych 11.11.100.774.

LITERATURA

[1] Budryk W.: Wentylacja kopalń - Część 1 - Przewietrzanie wyrobisk. Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze, Katowice 1961
[2] Bystroń H.: Zastosowanie schematu potencjalnego do analizy bezpieczeństwa sieci wentylacyjnej. Przegląd Górniczy, 1971, nr 3, s. 127-135
[3] Cross, H.: Analysis of Flow in Networks of conduits or Conductors. Bull. Illinois University Eng. Exp. Station. No. 286, 1936
[4] McPherson M.J.: Subsurface Ventilation and Environmental Engineering. Chapman & Hall. 1993
[5] Pawiński J., Roszkowski J., Strzemiński J.: Przewietrzanie kopalń. Wydawnictwo „Śląsk", Katowice 1979
[6] Szlązak N., Liu J., Borowski M., Obracaj D.: Numeryczne wyznaczanie bocznic przekątnych w kopalnianych sieciach wentylacyjnych. Archives of Mining Sciences, 1998, nr 4, s. 549-561
[7] Szlązak N., Obracaj D., Borowski M.: Możliwości wykorzystania głównej stacji trójwentylatorowej w celu optymalizacji przewietrzania kopalni metanowej. Zeszyty Naukowe AGH, Kwartalnik Górnictwo, 1999, z.4, R. 23, s. 263–273
[8] Szlązak N., Kloc L.: Wpływ ogrzewania powietrza w szybach wdechowych na jego rozpływ w sieci wentylacyjnej kopalni węgla. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne, Kraków 2004
[9] Szlązak N., Zając K.: Ocena możliwości wykonania rewersji wentylacji głównej w kopalniach węgla kamiennego. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Kraków 1998

The Influence of Connecting Forcing Fan for the Operating Parameters of Main Fans Stations

Mining progress and the movement of working areas frequently cause the length of primary intake and return routes to increase, which in turn increases the total resistance of a complex ventilation network. For economic reasons, opening new deposits is often achieved via underground workings. The development of a mine can make it necessary to step up airflow rate in a ventilation network.
This article presents the theoretical analysis of a possibility of increasing airflow rate in ventilation networks using additionally forcing fan. These considerations were carried out for different degrees of ventilation network complexity.
In addition, the example of the effects of connecting forcing fan for the distribution of air in real-life mine were presented. There were also presented the influence of connecting forcing fan for the operating parameters of main fans stations.

Możliwości ograniczenia rozwoju pożaru w wyrobiskach górniczych podziemnych kopalń

Nikodem Szlązak
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

Marek Korzec
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

STRESZCZENIE: Eksploatacja pokładów węgla wiąże się z występowaniem zagrożeń naturalnych. Jedno z nich wynika z faktu, iż eksploatowana kopalina jest palna i posiada mniejszą bądź większą skłonność do samozapalenia. Pomimo iż liczba pożarów występujących w kopalniach została na przestrzeni lat znacząco zredukowana, wystąpienie pożaru niesie za sobą poważne konsekwencje. Stanowi zagrożenie dla pracującej pod ziemią załogi, ale także bardzo często wymaga poniesienia znacznych strat materialnych.

Z punktu widzenia szybkiego opanowania pożaru bardzo ważne jest podjęcie, możliwie jak najszybciej, odpowiednich działań. Bardzo ważne jest bowiem nie dopuszczenie do rozwinięcia pożaru. W artykule podjęto próbę wskazania najlepszej metody ograniczenia rozwoju pożaru. Przeprowadzone analizy pozwalają stwierdzić, że w pierwszej kolejności należy dążyć do jak najszybszego odcięcia dopływu powietrza do ogniska pożaru.

SŁOWA KLUCZOWE: Pożar podziemny, pożar endogeniczny, rozwój pożaru, tamowanie pożarów podziemnych

1. WPROWADZENIE

Liczba pożarów podziemnych zaistniałych w ciągu roku w polskich kopalniach węgla kamiennego może wydawać się stosunkowo nieduża. W latach 2003-2013 występowało od 3 do 11 pożarów podziemnych, a wskaźnik pożarowości wynosił od 0,03 do 0,14 pożaru na 1 mln Mg wydobycia. W roku 2013 było to 6 pożarów, z czego 5 stanowiły pożary endogeniczne [2]. Zaistniały pożar stanowi jednak duże zagrożenie dla załogi pracującej pod ziemią. Dodatkowo, bardzo często pole pożarowe jest na długi okres czasu tamowane, co skutkuje wyłączeniem rejonu wydobywczego z ruchu. W rejonie takim znajduje się kosztowny sprzęt, który później, po otwarciu pola pożarowego może nie nadawać się do wykorzystania. Pole pożarowe wymaga ciągłej kontroli stanu zagrożenia. Wystąpienie pożaru podziemnego w kopalni pociąga za sobą znaczne straty materialne. W roku 2013 wszystkie zaistniałe pożary endogeniczne zostały odizolowane od sieci wentylacyjnej poprzez zabudowę tam przeciwpożarowych [2].

W przypadku wykrycia pożaru podziemnego bardzo ważne jest szybkie podjęcie odpowiednich działań związanych z zabezpieczeniem rejonu objętego jego działaniem. W związku z tym w artykule podjęto próbę wskazania najlepszej metody pozwalającej na ograniczenie skutków wystąpienia pożaru. Jednym ze sposobów pozwalających na ograniczenie rozwoju pożaru w wyrobiskach jest tamowanie wyrobisk celem ograniczenia doprowadzenie powietrza do ogniska pożaru. Doświadczenia ostatnich lat pokazały, że nie zawsze udaje się na czas zamknąć wewnątrz-rejonowe tamy bezpieczeństwa i ograniczyć dopływ powietrza do ogniska pożaru [6]. Zdarzały się sytuacje, w których znaczna część kopalni w rejonie wystąpienia pożaru musiała zostać zaizolowana na długi okres czasu.

W artykule analizie poddane zostały próby powietrza z wyrobiska odprowadzającego powietrze z rejonu objętego pożarem. Na tej podstawie określono strumień masy spalanego w ognisku pożaru węgla. Uwaga zwrócona została również na spalanie węgla z nadmiarem oraz niedoborem tlenu. Jest to bardzo istotne z punktu widzenia rozwoju pożaru. Ograniczenie dopływu tlenu do ogniska pożaru powoduje zahamowanie jego rozwoju. W przeciwnym wypadku pożar posiada sprzyjające warunki do rozwoju. Przeprowadzone zostały również obliczenia zmian temperatury gazów pożarowych przepływających wyrobiskami za ogniskiem pożaru.

2. PRĘDKOŚĆ SPALANIA WĘGLA

W celu prowadzenia analizy zmian stanu pożaru oraz prognozowania temperatury gazów pożarowych istotne jest określenie masy paliwa spalanego w ognisku pożaru. Głównym zadaniem ograniczenia rozwoju pożaru jest zahamowanie przyrostu masy paliwa spalanej w czasie, czyli redukcja prędkości spalania paliwa.

Masa palącego się w ognisku pożaru paliwa (prędkość spalania) ma istotne znaczenie dla określenia temperatury gazów pożarowych, jak również ich składu. W celu oceny masy spalanego w ognisku pożaru węgla posłużono się badaniami dotyczącymi oceny prędkości spalania węgla wykonanymi w Ośrodku Techniki Bezpieczeństwa i Zdrowia w Pittsburghu w USA. W efekcie prowadzonych badań opracowana została metoda obliczenia prędkości spalania węgla [4]. Metoda opiera się na wyznaczeniu masy spalanego węgla w oparciu o pomierzone stężenia gazów w prądzie powietrza odprowadzanego z ogniska pożaru.

Zgodnie z założeniami modelu [4] przepływ powietrza, o znanym strumieniu objętościowym i składzie, przez strefę pożaru dostarcza tlen do procesu spalania w jego ognisku. Na wylocie z wyrobiska, w którym wstąpił pożar, przepływa doprowadzone do jego ogniska powietrze oraz powstałe w ognisku gazy pożarowe. Znajomość reakcji spalania oraz składu gazów przed i za ogniskiem pożaru pozwala obliczyć masę spalanego w ognisku pożaru węgla.
Reakcja spalania węgla może być opisana jako [4]:

$$a \cdot CH_{\left(\frac{H}{C}\right)_f} + b \cdot O_2 = c \cdot CO_2 + d \cdot CO + e \cdot H_2 + \cdots + f \cdot H_2O + g \cdot CH_{\left(\frac{H}{C}\right)_r} \qquad (1)$$

gdzie:
a, b, c, d, e, f, g – współczynniki stechiometryczne reakcji spalania,
$\left(\frac{H}{C}\right)_f$ – równoważnik ilorazu wodoru i węgla w paliwie,
$\left(\frac{H}{C}\right)_r$ – równoważnik ilorazu wodoru i węgla w produktach pozostałych,

Równanie (1) opisuje proces spalania, w którym węgiel reaktywuje się z dostępnym tlenem zawartym w powietrzu, produkując gazy pożarowe, parę wodną i produkty pozostałe. Dolny indeks $(H/C)_f$ jest równoważnikiem ilorazu wodoru i węgla w paliwie, który zależy od kompozycji węgla uwzględniającej ilość udziału wodoru, substancji węglowej, tlenu, azotu i siarki. Dolny indeks (H/C)r jest równoważnikiem ilorazu wodoru i węgla w produktach pozostałych. Produkty pozostałe zwykle występują w postaci sadzy, smoły, dymów i innych związków nielotnych, których nie określa się w pobieranych próbkach gazowych. Dodatkowo w gazach pożarowych może wsytępować acetylen i etylen.

Gdy spalanie węgla jest bardzo efektywne, duża ilość tlenu zostaje zużyta i głównymi produktami w pożarze są gazy pożarowe i para wodna. W przypadku zupełnego spalania produkuje się tylko ditlenek węgla i parę wodną [3].

Prędkość spalania CCR (masę paliwa spalanego w czasie) można obliczyć według następującej zależności:

$$\dot{m}_{pożar} = 0{,}269 \cdot \left(\frac{M_{całk}}{M_C}\right) \cdot \left(\frac{u_{CO_2} + 1{,}3 \cdot u_{CO}}{100 - u_{CH_4}}\right) \cdot \left[\frac{\left(\frac{H}{C}\right)_s - \left(\frac{H}{C}\right)_r}{\left(\frac{H}{C}\right)_f - \left(\frac{H}{C}\right)_r}\right] \cdot \dot{V}_{pow} \quad (2)$$

gdzie:

$$\left(\frac{H}{C}\right)_s = \frac{1{,}073 \cdot u_{N_2} - 4 \cdot u_{O_2} - 4 \cdot u_{CO_2} - 2 \cdot u_{CO} + 2 \cdot u_{H_2} + 2 \cdot u_{C_2H_2} + 4 \cdot u_{C_2H_4}}{u_{CO_2} + u_{CO} + 2 \cdot u_{C_2H_2} + 4 \cdot u_{C_2H_4}} \quad (3)$$

gdzie:

$\dot{m}_{pożar}$ – prędkość spalania węgla (masa węgla spalanego w jednostce czasu), kg/min;

$\dot{V}_{pow}$ – strumień objętościowy powietrza przepływającego przez ognisko pożaru, m^3/min;

$\frac{M_{całk}}{M_C}$ – iloraz całkowitej masy węgla i masy substancji węglowej zawartej w węglu;

$\left(\frac{H}{C}\right)_s$ – równoważnik ilorazu wodoru i substancji węglowej w gazach pożarowych, obliczony wzorem (3);

$\left(\frac{H}{C}\right)_f$ – równoważnik ilorazu wodoru i substancji węglowej w węglu;

$\left(\frac{H}{C}\right)_r$ – równoważnik ilorazu wodoru i substancji węglowej zawierającej w sadzy lub smole (w obliczeniu przyjęto 0,3);

u_{CO_2} – zawartość procentowa ditlenku węgla w próbce gazowej;

u_{CO} – zawartość procentowa tlenku węgla w próbce gazowej;

u_{N_2} – zawartość procentowa azotu w próbce gazowej;

u_{O_2} – zawartość procentowa tlenu w próbce gazowej;

u_{H_2} – zawartość procentowa wodoru w próbce gazowej;

u_{CH_4} – zawartość procentowa metanu w próbce gazowej;

$u_{C_2H_2}$ – zawartość procentowa acetylenu w próbce gazowej;

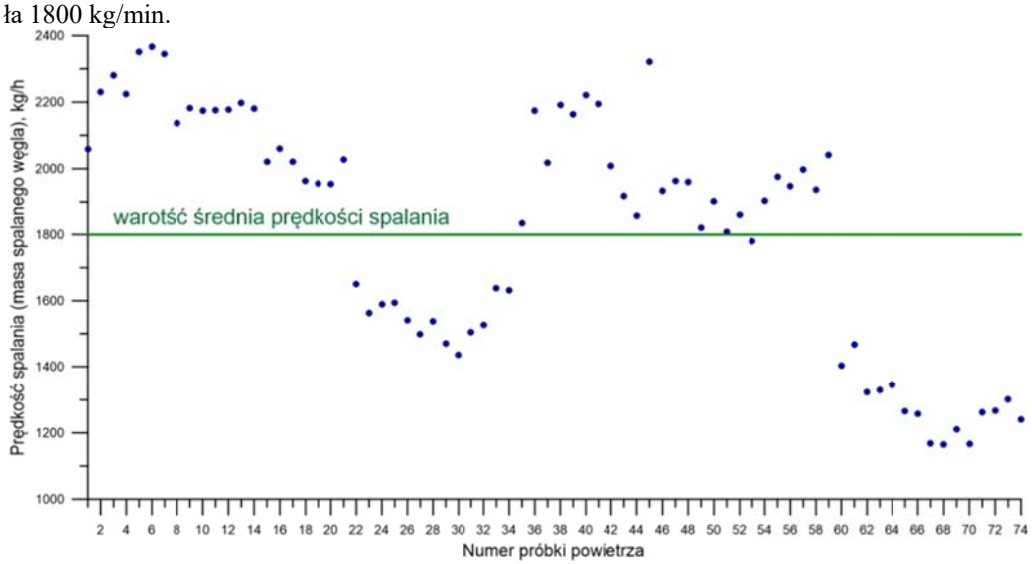
$u_{C_2H_4}$ – zawartość procentowa etylenu w próbce gazowej.

Obliczenie prędkości spalania (masy paliwa spalanego w czasie) za pomocą równań (2) i (3) możliwe jest przy przyjęciu następujących założeń:

1. wydatek objętościowy powietrza zmierzony na wylocie z wyrobiska z ogniskiem pożaru jest taki sam jak wydatek objętościowy powietrza przepływającego przez strefę objętą pożarem,
2. pomierzony przepływ powietrza reprezentuje przepływ w miejscu pobierania próbki gazowej,
3. jeżeli jest duży dopływ ditlenku węgla i tlenku węgla do powietrza, które będzie przepływać przez strefę pożarową, obliczona wartość prędkości spalania (masy paliwa spalanego w czasie) będzie zawyżona,
4. prędkość spalania (masa paliwa spalanego w czasie) jest obliczona dla kompleksowej oceny stanu pożaru w całej strefie pożarowej (rzeczywista wartość w niektórych wyrobiskach może być obarczona dużym błędem).

Do określenia masy węgla spalanego w ognisku pożaru wykorzystano dane z pożaru, który wystąpił w jednej z kopalń węgla kamiennego. Dane te obejmują zapis analiz chromatograficzych gazów pożarowych pobieranych na tamie wylotowej z rejonu objętego pożarem. Dodatkowo określano strumień powietrza przepływającego przez wyrobisko, w którym wystąpił pożar. Dane obejmują okres 3 dni trwania pożaru (próbka pobierana co godzinę - łącznie 72

próbki). W tym czasie przepływ powietrza przez wyrobisko był na stałym poziomie. Na rysunku 1 przedstawiono wykres zmian prędkości palenia się węgla określonej na podstawie zależności (2). W ciągu trzech dni od momentu rejestrowania składu gazów pożarowych chromatografem prędkość spalania wahała się od około 1200 kg/min do 2400 kg/min, a średnio wynosiła 1800 kg/min.



Rys. 1. Zmiany prędkości palenia się węgla w ognisku pożaru
Figure 1. Changes of the mass of burned coal

3. SPALANIE Z NADMIAREM I NIEDOBOREM TLENU - SPALANIE ZUPEŁNE I NIEZUPEŁNE

Zużycie tlenu w pożarze podziemnym zależy przede wszystkim od stopnia rozwoju pożaru, temperatury i warunków przewietrzania. Z uwagi na rodzaj węgla, temperaturę itp... trudno określić wpływ adsorpcji tlenu na powierzchni węgla na podstawie analizy teoretycznej.
Znając jednak skład spalanego w ognisku pożaru paliwa można określić teoretyczną (stechiometryczną) masę powietrza potrzebnego do spalenia 1 kg paliwa [7]:

$$\dot{m}_{pow.min} = \frac{1}{0{,}23} \cdot \left(\frac{8}{3} \cdot C + 8 \cdot H\right) + S - O \qquad (4)$$

gdzie:
C – udział masowy węgla w paliwie, -;
H – udział masowy wodoru w paliwie, -;
S – udział masowy siarki w paliwie, -;
O – udział masowy tlenu w paliwie, -;

Pożar endogeniczny przy nadmiarze tlenu posiada podobny mechanizm spalania węgla jak przy spalaniu w kotłach energetycznych. Wszystkie gazy lotne wyprodukowane w ognisku pożarowym zostają spalone. Płomienie pożaru w drodze konwekcji i promieniowania cieplnego podgrzewają sąsiednie substancje palne do ich punktu zapłonu, utrzymując kontynuowanie i rozwijanie się spalania. Ogrzewa się materiał wokół strefy spalania oraz warstwa w głąb materiału. Zasięg pożaru, jego intensywność i prędkość rozproszenia się ognia są małe. Ubytek tlenu

jest mały, zatem duża ilość tlenu pozostaje w gazach wypływających z ogniska pożaru. Zazwyczaj stężenie tlenu w gazach spalinowych utrzymuje się w granicy 15% obj., dlatego takie pożary nazywa się pożarami z nadmiarowym tlenem [5, 8]. Jeżeli przy spalaniu węgla w temperaturach ponad 650°C występuje nadmiar tlenu, to wyprodukowane gazy palne ulegają spaleniu, a produktami spalania są w pierwszym rzędzie ditlenek węgla, tlenek węgla, wodór i para wodna. Gazy te mogą występować w zesatwieniu z małymi ilościami ditlenku siarki (przy występowaniu siarki w złożu węgla), nie zużytym tlenem oraz pozostałymi gazami zwanymi gazem residualnym. W gazie residualnym przeważa nadmiarowa ilość azotu. Nadmiar azotu jest wynikiem ubytku tlenu w procesie spalania. Ponadto w gazie tym występują produkty spalania CO, CO_2, H_2 oraz węglowodory [8]. Występujący w gazie tenek węgla może być wynikiem spalania lub też może powstawać drogą utleniania w temperaturze otoczenia.
Znając lub przyjmując masę materiału spalnego w ognisku pożaru wyznaczyć można tzw. współczynnik nadmiaru powietrza:

$$\lambda = \frac{\dot{V}_{dop}}{\dot{V}_{pow.min}} \tag{5}$$

gdzie:
$\dot{V}_{dop}$ – strumień objętościowy powietrza doprowadzanego do ogniska pożaru, m^3/s;
$\dot{V}_{pow.min}$ – teoretyczny (stechiometryczny) strumień objętości powietrza potrzebnego do spalenia palącego się materiału, m^3/s.
Temperaturę spalania w ognisku pożaru T_{sp} można obliczyć na podstawie zależności [7]:

$$T_{sp} = \frac{W_u \cdot \eta_{sp} \cdot (1 - \sigma)}{(1 + \lambda_n \cdot \dot{m}_{pow.min}) \cdot c_{gp}} + T_o \tag{6}$$

gdzie:
W_u – wartość opałowa paliwa, kJ/kg;
η_{sp} – sprawność spalania, -;
σ – współczynnik określający stosunek ilości ciepła odebranego w miejscu spalania materiału palnego do całkowitego ciepła wydzielonego w procesie spalania, -;
λ_n – współczynnik nadmiaru powietrza, -;
$\dot{m}_{pow.min}$ – teoretyczna (stechiometryczna) masa powietrza potrzebnego do spalenia 1 kg paliwa, kg/kg;
c_{gp} – ciepło właściwe gazów pożarowych, kJ/kg·K;
T_o – temperatura powietrza doprowadzanego do miejsca spalania, K.

Pewien problem stwarza określenie kiedy i z jaką dynamiką rozprzestrzenia się pożar w wyrobiskach górniczych. Wynika, to z problemu określenia czy pali się węgiel rozdrobniony, czy może mamy do czynienia z paleniem się ociosu węglowego. Dodatkowym czynnikiem może być palenie się wyposażenia w postaci elementów gumowych czy również spalanie metanu w ognisku pożaru. Wszystkie te czynniki są trudne do oszacowania. W przypadku palenia się rozdrobnionego węgla i sprzyjających warunków dopływu tlenu do ogniska pożaru może dochodzić do szybkiego jego rozprzestrzeniania i coraz to większa masa węgla będzie ulegała paleniu. W przypadku palenia węgla w ociosach rozwój pożaru może nie być już tak dynamiczny. Zwęglenie materiału na grubość 10 mm powoduje utrudnione przenikanie ciepła w głąb materiału i hamuje emisję produktów rozkładu paliwa. Utworzenie się warstwy zwęglonego materiału znacząco ogranicza również dopływ tlenu. Wewnętrzna warstwa materiału przechodzi w tzw. bezpłomieniowe heterogeniczne utlenianie. W efekcie tego dochodzi do zmniejszenia rozmiarów strefy spalania [5].

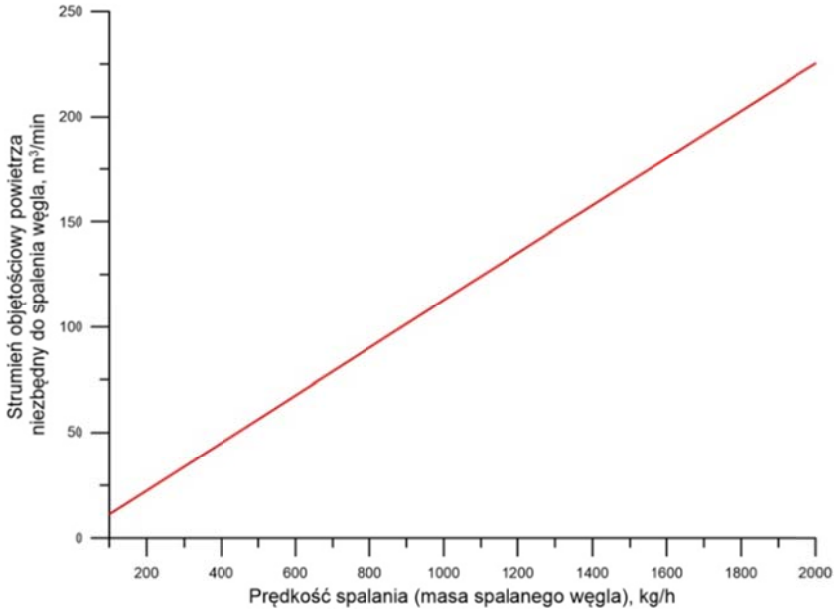
Przyjmując, że spalanie węgla osiąga coraz większy zasięg, to wzrasta ilość zużywanego tlenu, produkowana jest większa ilość gazów i pary wodnej. Punkt kulminacyjny występuje, kiedy ciepło spalania osiągnie temperaturę poziomu destylacji. Powstaje wtedy proces spalania z niedoborem tlenu. W tym przypadku intensywność spalania jest duża, a temperatura wysoka [8].

Duża ilość wydzielonych, gorących gazów nie tylko spala się w strefie ogniska, ale również spotyka się z prądem powietrza podgrzanego przez ognisko pożaru tworząc przepływ gorących gazów, podgrzewając substancje palne i zwieszając ilość wydzielających się gazów. Dodatkowo wydzielane ciepło w miejscu palenia się węgla w drodze konwekcji i promieniowania podgrzewa sąsiednie substancje palne aż do ich punktu zapłonu. Wskutek ciągłego istnienia i rozwoju obydwóch czynników utrzymywania palenia, pożar rozwija się i osiąga coraz większy zasięg. Wzrost intensywności procesu spalania powoduje, że zawartość tlenu w migrującym powietrzu zostaje prawie całkowicie zużyta. W takim przypadku stężenie tlenu w gazach migrujących z ogniska pożaru jest zwykle niższe od 5% obj.

Jeżeli do ogniska pożaru ograniczy się dopływ tlenu, to powstają gazy pożarowe o podobnym składzie do gazów wyprodukowanych podczas suchej destylacji węgla. Zatrzymanie wentylacji przez otamowanie pola pożarowego lub zawał stropu wyrobisk spowoduje odcięcie dopływu tlenu. Pożar przy niedoborze tlenu może mieć miejsce również w przypadku wtłaczania azotu do ogniska pożarowego. Skład produktów suchej destylacji zależy od temperatury spalania. Z palnych gazów wyprodukowanych w suchej destylacji węgla ok. 6-14% stanowi tlenek węgla. Węglowodory, składające się głównie z metanu, który produkowany jest w niższych temperaturach, zanikają wraz ze wzrostem temperatury, a wzrasta zawartość wodoru.

W pracy [8] przedstawiona została analiza statystyczna 10000 próbek gazowych pobranych z wylotów za ogniskiem pożaru w wyrobiskach nieotamowanych. Wyniki tych analiza wskazują, że w nieotamowanych polach pożarowych ponad 85% pożarów odbywa się z nadmiarem tlenu.

Na rysunku 2 przedstawiono zależność pomiędzy prędkością spalania węgla, a niezbędną ilością powietrza potrzebną do jego spalenia. Z wykresu wynika, że strumień objętościowy powietrza doprowadzanego do ogniska pożaru celem zatrzymania rozwoju pożaru powinien być nieduży, więc dopływ powietrza do rejonu objętego pożarem powinien być możliwie szybko ograniczony. Należy zwrócić uwagę na to, iż ograniczenie to powinno być znaczne, co wymaga zbudowania szczelnej tamy na wlocie do rejonu.

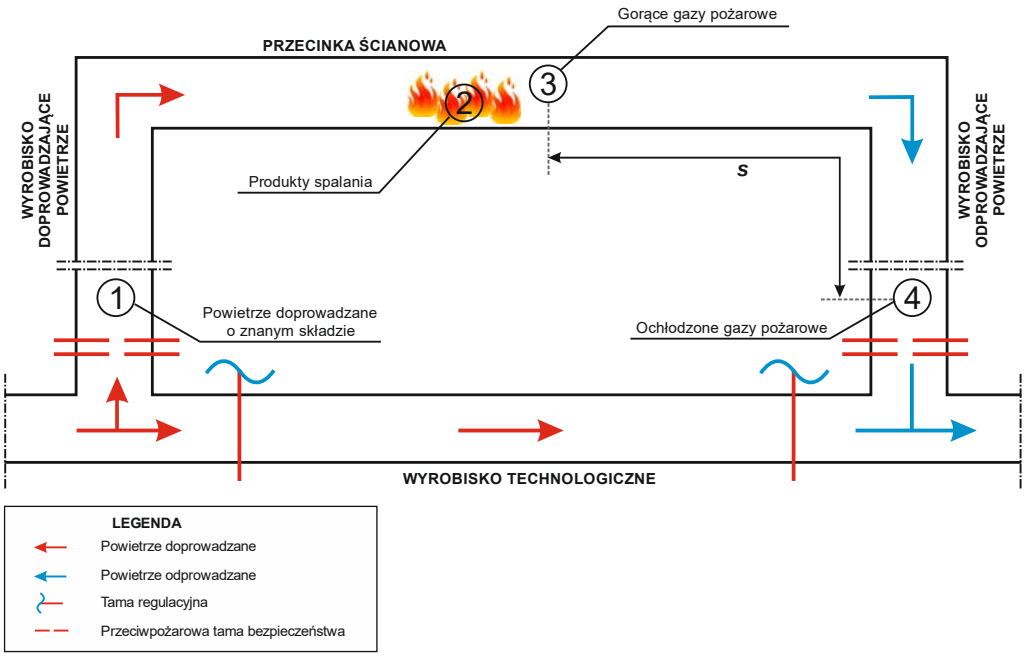


Rys. 2. Zależność pomiędzy prędkością spalania węgla, a strumieniem objętościowym powietrza potrzebnym do jego spalenia
Figure 2. Relationship between mass of burned coal and volumetric air flow demanding to full combustion

4. ZMIANA TEMPERATURY GAZÓW POŻAROWYCH

Przepływające wyrobiskami gazy pożarowe posiadają niekiedy bardzo wysoką temperaturę. Może to stanowić niebezpieczeństwo dla pracujących pod ziemią ratowników. W artykule przedstawiono wyniki obliczeń temperatury gazów pożarowych przepływających wyrobiskami za ogniskiem pożaru dla różnych wariantów. W poszczególnych wariantach zmianie ulegały takie parametry jak masa palącego się węgla czy strumień doprowadzanego do ogniska pożaru powietrza.

Obliczenia wykonywane były przy założeniu przepływu powietrza przez wyrobisko w którym wystąpił pożar zgodnie z rysunkiem 3. Do ogniska pożaru doprowadzane jest powietrze o znanym wydatku objętościowym, składzie i temperaturze (punkt 1 – rys. 3). Następnie w miejscu wystąpienia pożaru cześć strumienia powietrza bierze udział w procesie palenia i powstają możliwe do obliczenia produkty spalania (punkt 2 – rys. 3) – spalanie z nadmiarem tlenu. Za ogniskiem pożaru produkty spalania mieszają się z powietrzem doprowadzanym do jego ogniska, a nie biorącym udziału w procesie palenia. Powstają gorące gazy pożarowe o znanym składzie i znanej temperaturze (punkt 3 – rys. 3). Powietrze za ogniskiem pożaru posiada najwyższą temperaturę. Następnie przepływając wyrobiskami ochładza się, oddając ciepło do górotworu. W punkcie 4 zlokalizowanym w pewnej odległości s od ogniska pożaru (rys. 3) gazy pożarowe będą posiadały prognozowaną temperaturę.



Rys. 3. Schemat przepływu powietrza przez wyrobisko z ogniskiem pożaru
Figure 3. Principal scetch of airflow through the excavation with fire

W celu obliczenia zmian temperatury gazów pożarowych na wylocie z wyrobiska w którym wystąpił pożar w artykule posłużono się następującą zależnością [9]:

$$t(s) = t_a - (t_{po} - t_a) \cdot \exp\left[-\frac{2 \cdot \pi \cdot \lambda_{sk} \cdot K \cdot s}{\dot{V}_{dop} \cdot \rho \cdot c_p}\right] \tag{7}$$

gdzie:
t_a – temperatura powietrza dopływającego do ogniska pożaru, °C;
t_{po} – temperatura gazów pożarowych, °C;
λ_{sk} – współczynnik przewodzenia ciepła skał, W/(m·K);
K – bezwymiarowy gradient temperatury skał (liczba Kirpiczewa) będąc funkcją liczby Biota i liczby Fouriera, -;
s – współrzędna bieżąca (odległość od ogniska pożaru), m;
$\dot{V}_{dop}$ – strumień objętościowy powietrza doprowadzanego do ogniska pożaru, m^3/s;
ρ – gęstość przepływającego powietrza, kg/m^3;
c_p – ciepło właściwe przepływającego powietrza, J/(kg·K).
Liczbę Biota oblicza się jako:

$$Bi = \frac{\alpha \cdot r}{\lambda_{sk}} \tag{8}$$

gdzie:
α – współczynnik przejmowania ciepła, $W/m^2 \cdot K$;
r – promień hydrauliczny przekroju poprzecznego wyrobiska, m;
λ_{sk} – współczynnik przewodnictwa cieplnego skał, W/m·K.
Współczynnik przejmowania ciepła można wyznaczyć z zależności:

$$\alpha = 3{,}336 \cdot \frac{v_a^{0,8}}{\mathrm{D}^{0,2}} \tag{9}$$

gdzie:

v_a – prędkość przepływu powietrza w przekroju poprzecznym wyrobiska, W/m^2·K;

D – średnica wyrobiska, m.

Liczbę Fouriera oblicza się jako:

$$Fo = \frac{a \cdot \tau}{\mathrm{r}^2} \tag{10}$$

gdzie:

a – współczynnik wyrównywania temperatury, m^2/s;

τ – czas przewietrzania wyrobiska, s;

r – średnica wyrobiska, m.

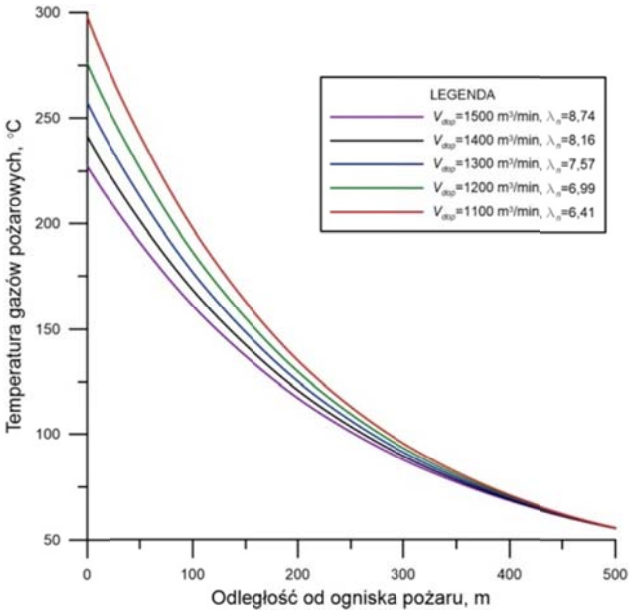
Współczynnik wyrównywania temperatury oblicza się jako [1]:

$$a = 0{,}35 \cdot (3 - 2 \cdot k_w) \cdot 10^{-6} \tag{11}$$

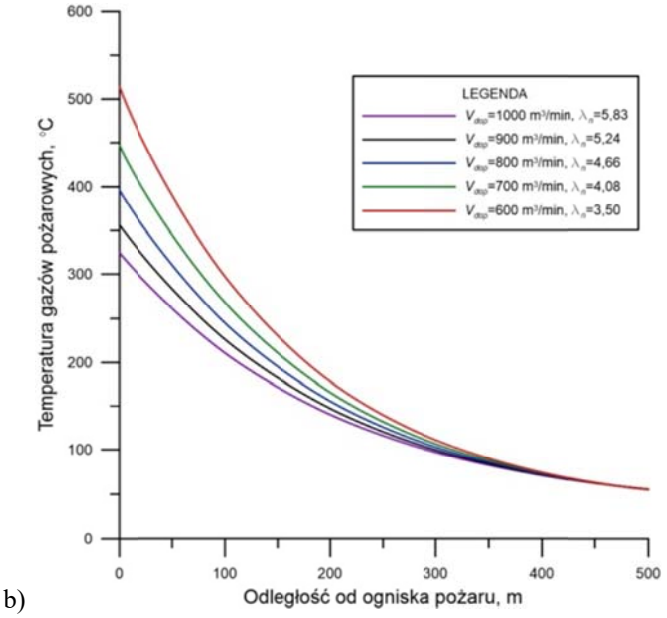
gdzie:

k_w – część obwodu wyrobiska którą stanowi węgiel, -.

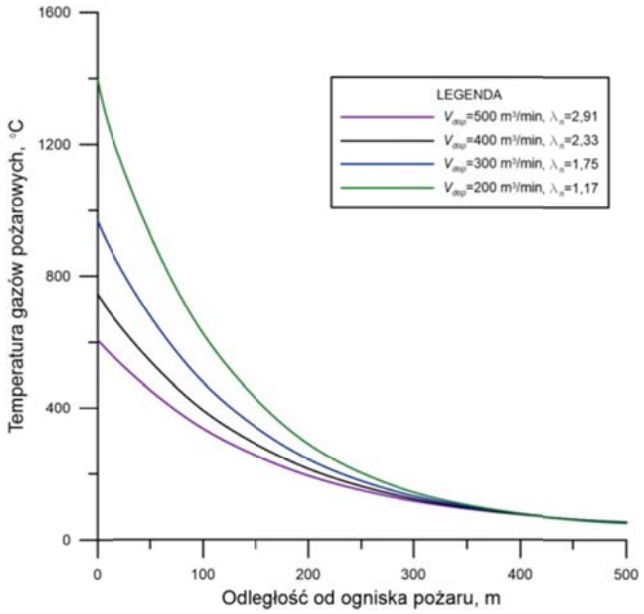
Na rysunku 4 (a-c) przedstawiono prognozowaną temperaturę gazów pożarowych przepływających wyrobiskiem za ogniskiem pożaru. Do obliczeń założono, że w ognisku pożaru spala się węgiel, a prędkość palenia wynosi 1500 kg/h. Poszczególne warianty obliczeń zostały wykonane dla strumienia powietrza doprowadzanego do ogniska pożaru od 1500 m^3/min do 200 m^3/min. Przy wydatku powietrza wynoszącym 200 m^3/min spalanie węgla dla przyjętych założeń odbywać się będzie przy nadmiarze tlenu. Obliczenia wykonano dla maksymalnej odległości wynoszącej 500 m od ogniska pożaru.



a)



b)



c)

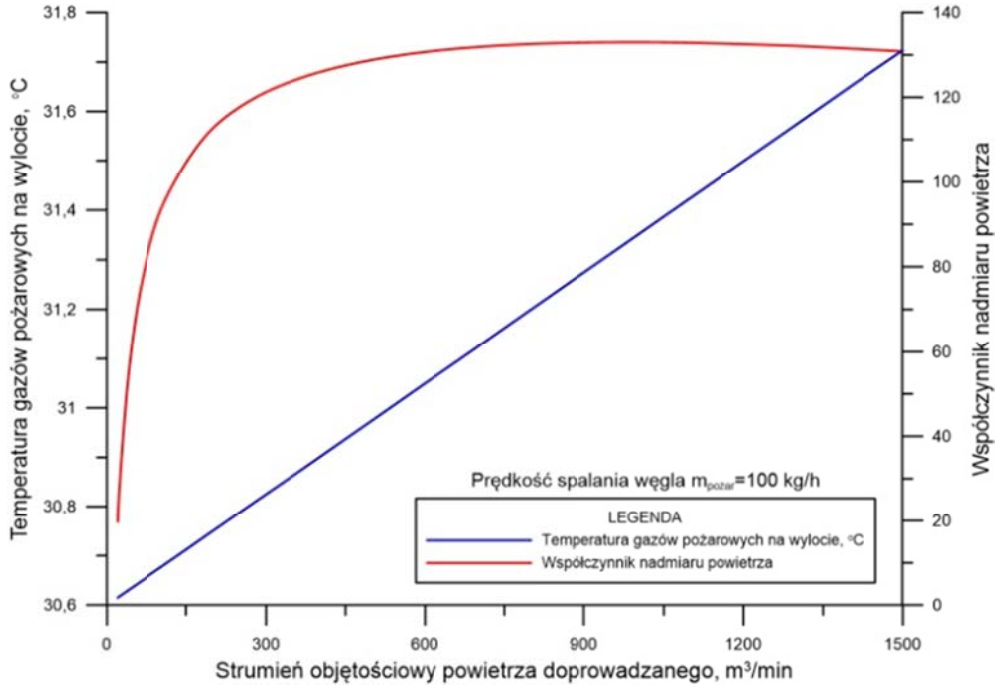
Rys. 4. Prognozowana temperatura gazów pożarowych za ogniskiem pożaru
Figure 4. Prediction of fire gases temperature in excavation

Z przeprowadzonych obliczeń prognostycznych temperatury gazów pożarowych za ogniskiem pożaru wynika, iż w przypadku doprowadzania do ogniska pożaru dużej ilości powietrza temperatura początkowa gazów pożarowych jest niewielka (duży współczynnik nadmiaru powietrza). Zmniejszenie strumienia powietrza doprowadzanego (zmniejszenie współczynnika nad-

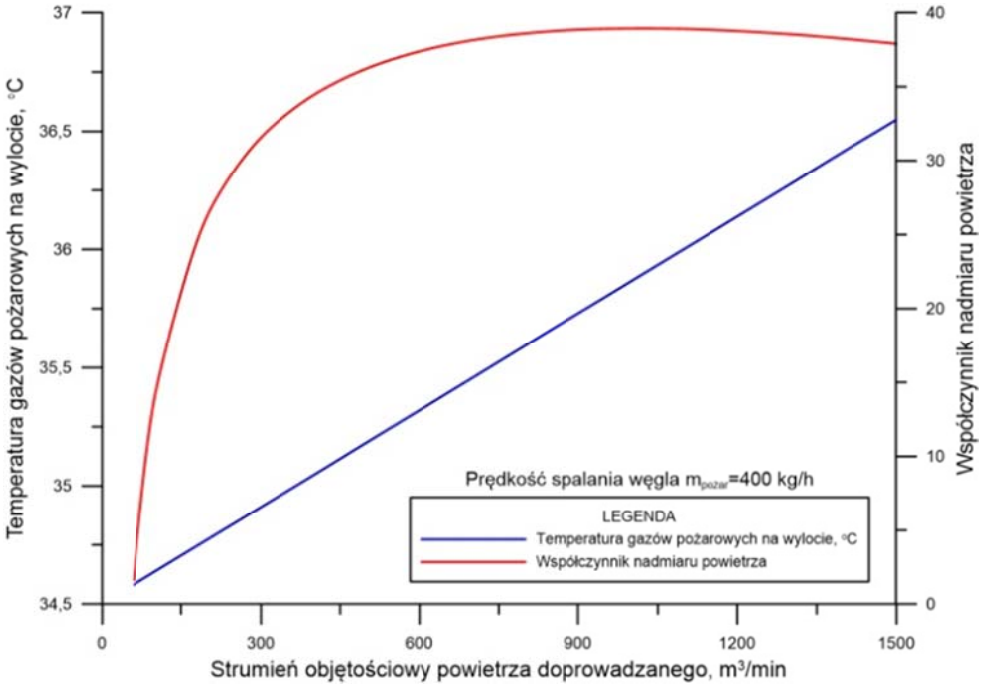
miaru powietrza) powoduje podwyższenie temperatury początkowej gazów pożarowych. W pewnej odległości za ogniskiem pożaru zarówno dla dużego strumienia doprowadzanego powietrza, jak również mniejszego strumienia powietrza prognozowana temperatura gazów pożarowych uzyskuje podobną wartość. Wynika to z tego, iż niewielki strumień gazów pożarowych o wysokiej temperaturze bardzo intensywnie wymienia ciepło z górotworem.

Zaprezentowane wykresy wskazują, że temperatura gazów pożarowych ulega szybkiemu obniżeniu. Wraz ze wzrostem długości drogi przepływu gazów pożarowych będzie ona dążyć do temperatury pierwotnej górotworu.

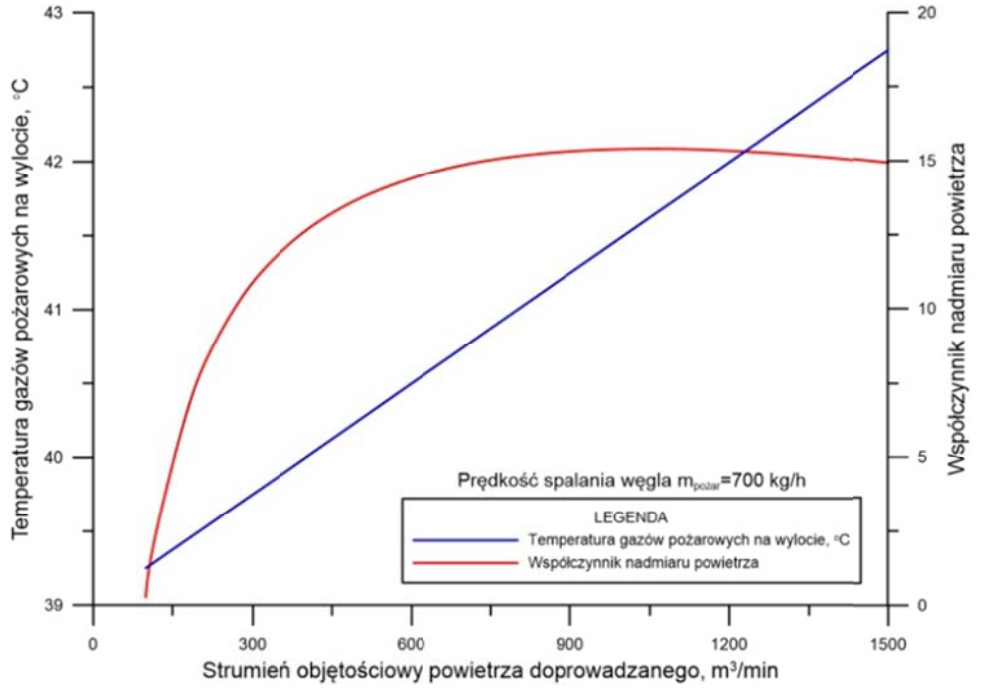
Kolejne obliczenia wykonane zostały dla różnych prędkości spalania węgla (od 100 kg/h do 2000 kg/h) oraz różnych strumieni doprowadzanego powietrza (od 20 m^3/min do 1500 m^3/min). W zależności od prędkości spalania węgla dolna granica wydatku objętościowego powietrza doprowadzanego uzależniona była od faktu, aby spalanie odbywało się z nadmiarem tlenu. Dla każdego z wariantów wyznaczono prognozowaną temperaturę gazów pożarowych na wylocie z wyrobiska, w którym wystąpił pożar. Jako odległość od ogniska pożaru przyjęto odcinek wyrobiska o długości 500 m. Na rysunkach 5 (a–f) przedstawiono wyniki poszczególnych wariantów obliczeń.



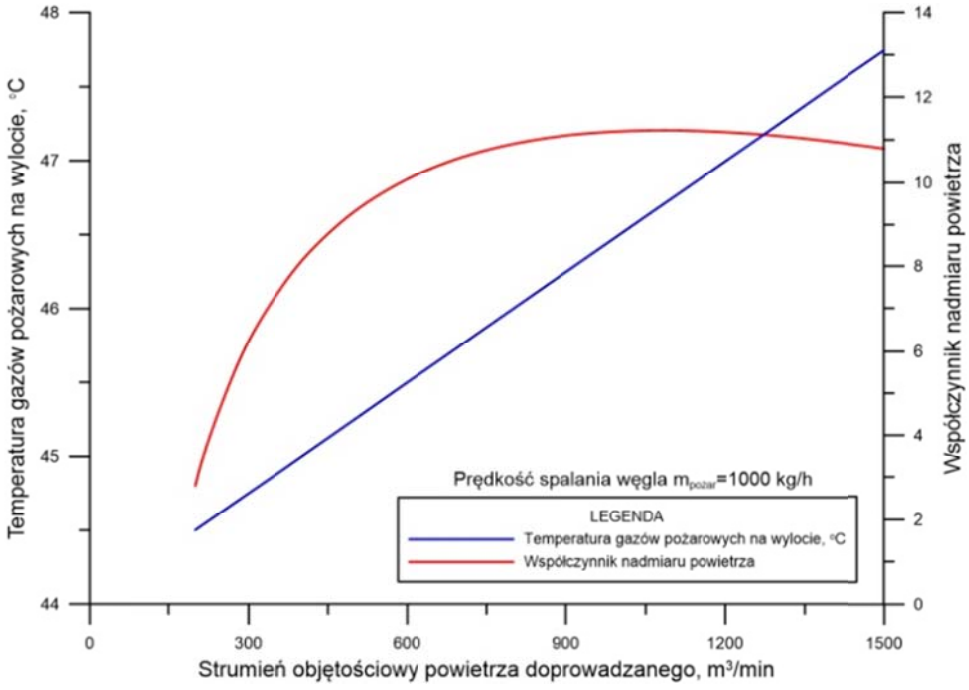
a)


Temperatura gazów pożarowych na wylocie, °C
Współczynnik nadmiaru powietrza
Strumień objętościowy powietrza doprowadzanego, m³/min
Prędkość spalania węgla m_pożar=400 kg/h
LEGENDA
Temperatura gazów pożarowych na wylocie, °C
Współczynnik nadmiaru powietrza

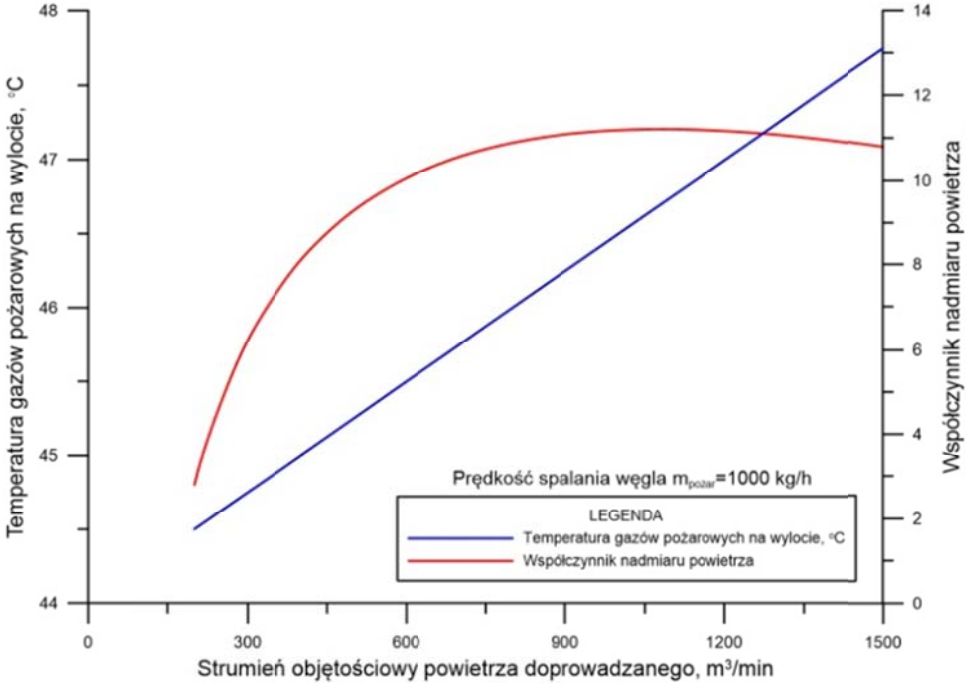
b)


Temperatura gazów pożarowych na wylocie, °C
Współczynnik nadmiaru powietrza
Strumień objętościowy powietrza doprowadzanego, m³/min
Prędkość spalania węgla m_pożar=700 kg/h
LEGENDA
Temperatura gazów pożarowych na wylocie, °C
Współczynnik nadmiaru powietrza

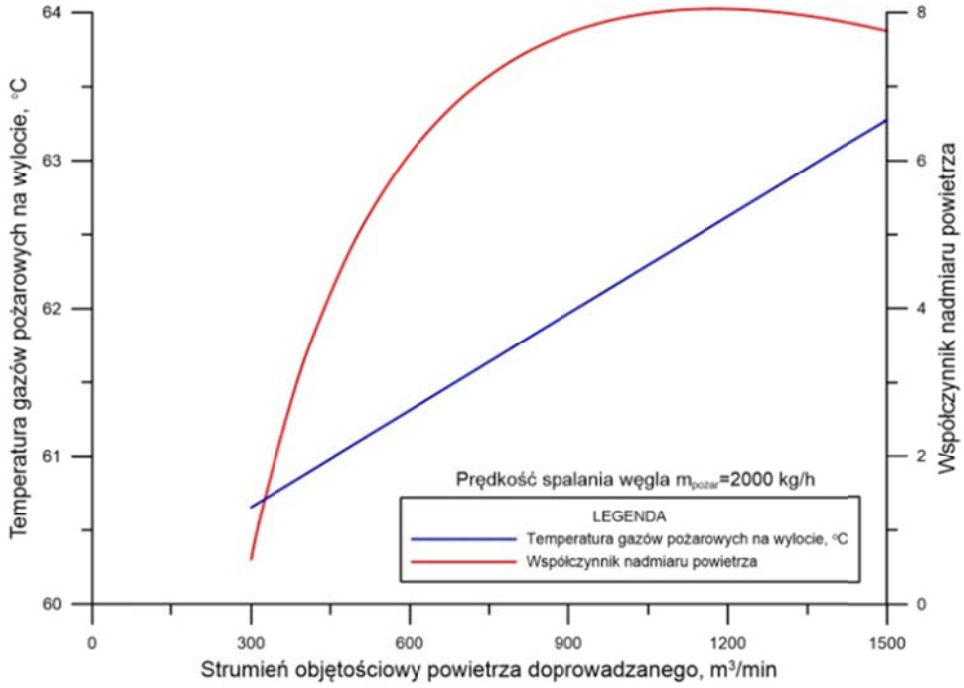
c)


Temperatura gazów pożarowych na wylocie, °C
Współczynnik nadmiaru powietrza
Strumień objętościowy powietrza doprowadzanego, m³/min
Prędkość spalania węgla m_pożar=1000 kg/h
LEGENDA
Temperatura gazów pożarowych na wylocie, °C
Współczynnik nadmiaru powietrza
48
47
46
45
44
14
12
10
8
6
4
2
0
0
300
600
900
1200
1500

d)


Temperatura gazów pożarowych na wylocie, °C
Współczynnik nadmiaru powietrza
Strumień objętościowy powietrza doprowadzanego, m³/min
Prędkość spalania węgla m_pożar=1000 kg/h
LEGENDA
Temperatura gazów pożarowych na wylocie, °C
Współczynnik nadmiaru powietrza
48
47
46
45
44
14
12
10
8
6
4
2
0
0
300
600
900
1200
1500

e)



f)

Rys. 5. Prognozowana temperatura gazów pożarowych na wylocie z wyrobiska z ogniskiem pożaru oraz współczynnik nadmiaru dla różnych ilości powietrza doprowadzanego
Figure 5. Prediction of changes fire gases temperature at the end of excavation and air–fuel ratio for different values of intake air

Z przeprowadzonych obliczeń wynika, że w celu ograniczenia skutków pożaru należy dążyć do możliwie jak najszybszego zamknięcie dopływu powietrza do ogniska pożaru. Obliczenia pokazują również, że zamknięcie to powinno być szczelne. Przy założeniu, że w ognisku pożaru spala się węgiel w ilości 2000 kg/h dopływ powietrza doprowadzanego należy ograniczyć do strumienia objętościowego poniżej 300 m^3/min, co nie zawsze jest możliwe do zrealizowania w krótkim czasie. Obniżenie strumienia powietrza doprowadzanego spowoduje, że w ognisku pożaru rozpocznie się spalanie przy niedoborze tlenu i zgodnie w przedstawionymi w artykule rozważaniami możliwe będzie zahamowanie procesu palenia materiału palnego (węgla) w ognisku pożaru.

5. ZMIANA TEMPERATURY GAZÓW POŻAROWYCH

Przeprowadzone w artykule rozważania pozwalają stwierdzić, że w przypadku wykrycia pożaru w wyrobisku należy dążyć do jak najszybszego zamknięcie dopływu powietrza do ogniska pożaru. Z uwagi na to, iż do spalania wyznaczonej prędkości palenia węgla potrzeba stosunkowo niewielkiego wydatku objętościowego powietrza (tlenu) tamowanie to musi być szczelnie.

Praktyka górnicza pokazuje, że bardzo często w przypadku wystąpienia pożaru nie udaje się zamknąć wewnątrzrejonowych tam bezpieczeństwa. W takim przypadku rozwój pożaru zmusza do podjęcia decyzji o izolowaniu większej części rejonu prowadzonej eksploatacji. Uwięziony w polu pożarowym sprzęt może być na długi okres czasu niedostępny. Bardzo czę-

sto okazuje się również, że po otworzeniu pola pożarowego nie jest on zdatny do dalszego wykorzystania. Prowadzone przez długi okres czasu akcje ratownicze oraz zniszczenia sprzętu generują wysokie koszty. Dodatkowo nie można prowadzić eksploatacji w udostępnionym już rejonie. Aby tego uniknąć zaleca się poszukiwanie rozwiązań pozwalających na możliwie najszybsze zaizolowanie rejonu, w którym wystąpił pożar, aby nie dopuścić do jego rozwoju. Pozwoli to na skrócenie czasu występowania pożaru oraz jego wcześniejsze ugaszenie i wejście do zagrożonego rejonu.

Wykonane obliczenia pozwalają stwierdzić, że szybkie zaizolowanie rejonu oraz ograniczenie strumienia powietrza doprowadzanego do wyrobiska z pożarem pozwala na obniżenie temperatury gazów pożarowych na tamie wylotowej. Jest to bardzo istotne dla bezpieczeństwa załogi pracującej przy zabezpieczeniu rejonu. Pole pożarowe powinno być po zaizolowaniu kontrolowane poprzez pobieranie prób gazów zza tam celem określenia stanu pożaru.

Artykuł zrealizowano w ramach prac statutowych 11.11.100.774.

LITERATURA

[1] Główny Instytut Górnictwa: *Wytyczne prowadzenia robót górniczych w warunkach zagrożenia klimatycznego w kopalniach eksploatujących złoże na dużych głębokościach*. GiG, Katowice 1981
[2] Główny Instytut Górnictwa: *Raport roczny o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego*. GiG, Katowice 2014
[3] Harju J.B.: *Coal combustion Chemistry*. Pollution Engineering, May 1980, s. 54-60
[4] Herman A., McAteer J.D.: *Estimating the Rate of Coal Combustion in a Mine Fire*. IR 1249, U.S. Department of Labor, 1999
[5] Mizieliński B., Kubicki G.: *Wentylacja pożarowa - oddymianie*. Wydawnictwo Naukowo-Techniczne, Warszawa 2012
[6] Projekt strategiczny NCBiR nr SP/K/2/143445/11: *Poprawa bezpieczeństwa pracy w kopalniach*. Zadanie nr 2: *Opracowanie zasad projektowania robót górniczych w warunkach występowania skojarzonego zagrożenia metanowo-pożarowego w aspekcie systemów przewietrzania w podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny*. Etapy 2, 9, 11, 13, 15 realizowane w Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii w latach 2011-2013
[7] Strumiński A.: *Zwalczanie pożarów w kopalniach głębinowych*. „Śląsk" Sp. z o.o., Katowice 1996
[8] Szlązak N., Yuan S., Obracaj D.: *Zagrożenie pożarowe w kopalniach węgla kamiennego i metody jego oceny*. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków 2005
[9] Wacławik J.: *Wentylacja kopalń – tom 2*. Wydawnictwa AGH, Kraków 2010

Possibilities of Reducing Fire Development in Mining Excavation

Mining coal seams in Polish coal mines is connected with natural hazards occurrence. One of this hazards is fire hazard resulting from mining combustible material. Each type of coal is more or less combustible. Although in recent years the number of fires has decreased significantly, the occurrence of fire is very dangerous in underground mining. It endangers miners' lives and also leads to substantial material damage.

It is very important to take prompt decisions when a fire occurs in a mine. The most important thing is not to allow a fire to develop. Possibilities of reducing a fire are discussed in the article. The analyses conducted in the article show that the best way to reduce fire development is reducing significantly the volumetric airflow through the excavation with fire.

Innowacyjne rozwiązania układów sterowania radiowego o wysokim poziomie niezawodności i bezpieczeństwa dedykowane do specjalizowanych maszyn górniczych

Marcin Szczurkowski, Tomasz Kruszec
Elsta Elektronika Sp. z o.o. S.K.A.

STRESZCZENIE: Systemy zdalnego sterowania maszynami stały się obecnie standardem w wielu gałęziach przemysłu i stanowią istotny element wspomagania operatora w trakcie eksploatacji maszyny. Powszechne wykorzystanie układów sterowania radiowego do kontroli maszyn o znaczeniu krytycznym w procesie technologicznym lub produkcji spowodowało znaczny wzrost wymagań dotyczących niezawodności oraz bezpieczeństwa dla tego typu rozwiązań. Aby sprostać tym wymaganiom konieczne okazało się opracowanie innowacyjnych, dedykowanych rozwiązań konstrukcyjnych. Dotyczyło to przede wszystkim nowego podejścia do problemu zdalnej eksploatacji maszyny oraz interfejsu operatora pracującego w ekstremalnie trudnych warunkach środowiskowych. Jednocześnie niezbędne było opracowanie układów zapewniających bardzo wysoki stopień niezawodności i bezpieczeństwa.

SŁOWA KLUCZOWE: Sterowanie radiowe maszynami, sterowanie kombajnem chodnikowym, bezpieczeństwo/niezawodność systemów sterowania

1. WSTĘP

Systemy zdalnego sterowania i monitoringu maszyn i instalacji podziemnych kompleksów wydobywczych stały się obecnie standardem i stanowią ważny element wspomagania procesów eksploatacji złóż. Wśród tych systemów jedną z podstawowych grup stanowią układy wykorzystujące radiową transmisję danych. Pozwalają one na tworzenie lokalnych i rozproszonych linków radiowych stosowanych przede wszystkim w zdalnym sterowaniu maszyn i instalacji górniczych. Powszechne wykorzystanie układów sterowania radiowego do kontroli maszyn o znaczeniu krytycznym w procesie wydobycia spowodowało znaczny wzrost wymagań dotyczących niezawodności tych systemów. Wiąże się to z faktem, że w wielu przypadkach zdalne sterowanie radiowe pozostaje jedynym praktycznym środkiem umożliwiającym skuteczną obsługę maszyny przez operatora górnika. Powoduje to, że każda awaria lub niedostępność radiowego systemu zdalnego sterowania oznacza zatrzymanie pracy kompleksu lub powoduje znaczne utrudnienia skutkujące spadkiem wydobycia. Fundamentalną kwestią jest również zapewnienie bezpieczeństwa pracy w systemie gdzie ruchoma maszyna górnicza sterowana jest zdalnie za pomocą linku radiowego, narażonego na zaniki sygnału i przekłamania transmitowanych danych.

2. WYMAGANIA FUNKCJONALNE DLA SYSTEMÓW STEROWANIA RADIOWEGO PRACUJĄCYCH W SPECJALIZOWANYCH MASZYNACH GÓRNICZYCH

Powszechne zastosowanie systemów radiowych spowodowało wzrost oczekiwań dotyczących konkretnych parametrów technicznych oraz własności funkcjonalnych w zakresie:

- zasięgów sterowania radiowego rozumianych jako odległość pomiędzy operatorem a maszyną, zarówno w układzie lokalnym (operator w sąsiedztwie kilku kilkunastu metrów od maszyny) jak również układzie oddalonym (operator pracujący w strefie bezpiecznej oddalonej o kilkadziesiąt lub nawet kilkaset metrów od maszyny),
- czasu pracy urządzeń przenośnych zasilanych z akumulatorów,
- ergonomii urządzeń przenośnych (pilotów zdalnego sterowania) polepszanej przede wszystkim przez redukcję wagi, zmniejszenie gabarytów urządzeń oraz dobór wygodnych manipulatorów sterujących dopasowanych do charakteru pracy kontrolowanej maszyny,
- niezawodności systemów sterowania radiowego z uwagi na implementację pełnej funkcjonalności sterowania maszyną w tego typu systemach.

Z drugiej strony przykłady skutecznych wdrożeń systemów radiowych w górnictwie powodują, że zwiększa się chęć zastosowania transmisji radiowej w nowych nieznanych dotąd aplikacjach. Problemem w tym wypadku staje się jednak brak gotowych uniwersalnych rozwiązań systemów zdalnego sterowania radiowego, które mogłyby być szybko integrowane z istniejącymi już maszynami. Powoduje to konieczność projektowania urządzeń od podstaw lub zmusza konstruktorów do wykorzystania istniejących urządzeń sterowania radiowego. Obie te ścieżki powodują w wielu przypadkach, że zastosowanie tego typu funkcjonalności staje się ekonomicznie nie uzasadnione. Jest to szczególnie istotne w przypadku wdrożeń sterowania dla jednostkowych wykonań maszyn lub instalacji. Niezbędne jest zatem opracowanie nowych uniwersalnych rozwiązań sprzętowych i programowych pozwalających skrócić czas projektowania i wdrażania prostych i rozbudowanych systemów zdalnego sterowania i kontroli przeznaczonych do pracy w górnictwie podziemnym.

Bardzo często wdrożenie systemu sterowana radiowego w nowej aplikacji wymaga zastosowania innowacyjnej topologii systemu, doboru właściwych rozwiązań przy jednoczesnym spełnieniu wysokich wymagań dotyczących bezpieczeństwa pracy maszyny. Dodatkowo wszystkie wymagania funkcjonalne muszą być spełnione w warunkach dołowych, gdzie urządzenia elektroniczne muszą zapewniać poprawną pracę z uwzględnieniem obecności przestrzeni zagrożonych wybuchem (metanu i/lub pyłu węglowego), trudnych warunków środowiskowych (m.in. wilgotność, temperatura, drgania) oraz wysokich poziomów zakłóceń elektromagnetycznych.

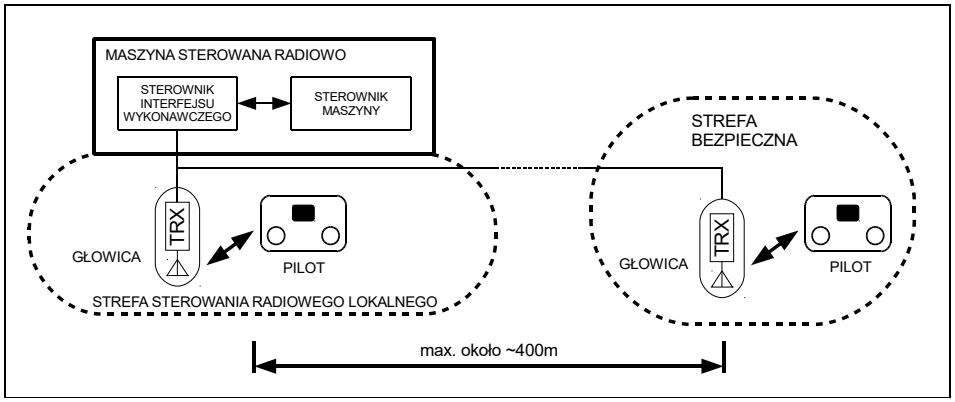
3. INNOWACYJNE ROZWIĄZANIA UKŁADU STEROWANIA MASZYNAMI GÓRNICZYMI (NA PRZYKŁADZIE STEROWANIA KOMBAJNEM CHODNIKOWYM)

Opracowane przez konstruktorów firmy innowacyjne rozwiązania pozwoliły spełnić wymienione wymagania funkcjonalne oraz niezawodnościowe. Jako jedno z pierwszych zastosowań nowego systemu zdalnej kontroli maszyny opracowano system radiowego sterowania umożliwiający obsługę kombajnu chodnikowego. Biorąc pod uwagę szereg wspomnianych powyżej wymagań konieczne stało się opracowanie całkowicie nowego rozwiązania pilota sterowana

radiowego wyposażonego w manipulatory drążkowe. Opracowany pilot sterowania radiowego kombajnem chodnikowym, wyposażony został w szereg rozwiązań innowacyjnych niespotykanych w tej klasie urządzeń, a w tym w szczególności:

- **Niskomocowe, bezkontaktowe manipulatory drążkowe oparte na czujnikach magnetycznych.** Opracowany układ manipulatora dźwigniowego opiera się na 4 niezależnych czujnikach magnetycznych zapewniając możliwość detekcji uszkodzenia czujników. Zastosowanie nowoczesne rozwiązań scalonych czujników położenia pozwala zminimalizować pobór mocy układu i wydłużyć czas pracy na baterii [1].
- **Zastosowanie podświetlanej klawiatury membranowej zamiast przełączników dźwigniowych.** Proponowane rozwiązanie ma zwiększyć żywotność interfejsu operatora w stosunku do zawodnych przełączników dźwigniowych. Podświetlanie klawiszy funkcyjnych programowane z poziomu sterownika maszyny zapewnia uniwersalność umożliwiając ustawienie dowolnej wizualizacji stanu pilota sterującego. Dzięki tej funkcjonalności nie jest konieczne ręczne ustawianie przełączników pilota w stan początkowy przy włączaniu sterowania radiowego.
- **Możliwość gromadzenia i przenoszenia danych parametrów eksploatacji maszyny.** Pamięć zabudowana w pilocie jest dostępna dla systemu sterowania maszyną i można w niej gromadzić, odczytywać i analizować historię eksploatacji maszyny. Jest to szczególnie przydatne w sytuacjach kiedy sterowana maszyna nie jest połączona z zewnętrznym systemem teleinformatycznym.

Proponowany system sterowania kombajnem chodnikowym może pracować w nowej topologii umożliwiającej sterowanie maszyną z oddalonej strefy bezpiecznej w przypadku występowania dużego zagrożenia lokalnego (np. wyrzutu skał lub gazów). Topologia takiego uniwersalnego systemu sterowania pokazana jest na poniższym rysunku.



Rys. 1. Topologia systemu sterowania radiowego – lokalnego oraz oddalonego
Figure 1. Topology of radio control system – local and remote

Warto zauważyć, że sterowanie ze strefy bezpiecznej nie wymaga budowy osobnego pulpitu sterowania maszyną. Zmniejszona zostaje zatem ilość urządzeń dodatkowych, gdyż w zaproponowanym systemie wykorzystywany jest ten sam pilot sterowania radiowego, który używany jest do lokalnego sterowania kombajnem. Ta niespotykana dotąd architektura rozwiązania zakłada wykorzystanie zewnętrznej głowicy nadawczo-odbiorczej, która będzie montowa-

na w miejscach gdzie konieczne jest zapewnienie stabilnego linku radiowego niezbędnego do realizacji funkcji zdalnego sterowania lub monitoringu maszyny. W założeniu głowica montowana będzie w miejscu zapewniającym możliwie najlepszy zasięg radiowy. Głowica połączona będzie przewodowo z modułem interfejsu wykonawczego, który odpowiedzialny jest za sprzęg ze sterownikiem maszyny. Link przewodowy łączący głowicę ze sterownikiem interfejsu wykonawczego będzie pozwalał na montaż głowicy w odległości do około 400 m od części wykonawczej systemu. Pozwoli to na swobodne kształtowanie stref zasięgu radiowego systemu, który zależny jest przede wszystkim od miejsca zamontowania głowicy. W systemie będzie można wykorzystywać kilka głowic pracujących jednocześnie co pozwoli na realizację kilku niezależnych stref zasięgu radiowego.

Warto zaznaczyć, że sterowanie radiowe maszyną odbywa się z wykorzystaniem linku radiowego pracującego w paśmie ISM 433 MHz natomiast system wyposażony jest również w alternatywny szerokopasmowy link radiowy pracujący w paśmie 2,4 GHz. Służy on przede wszystkim do szybkiej transmisji danych pomiędzy sterownikiem maszyny i pilotem. Pozwala to na przesyłanie i gromadzenie w pamięci pilota dużych zbiorów danych np. informacji o eksploatacji maszyny. Ponieważ pilot jest urządzeniem przenośnym to informacje zgromadzone w jego pamięci mogą być z łatwością odczytane na powierzchni i wykorzystane do analizy pracy maszyny.

Powyższe zastosowanie jest tylko jednym z przykładów zastosowania, gdyż dzięki montażu urządzenia odpowiedzialnego za transmisję radiową (głowica nadawczo-odbiorcza) w wygodnej odległości od sterownika wykonawczego lub operatora możliwe jest zastosowanie powyższej topologii w wielu innych aplikacjach dołowych, m.in.:

- sterowanie dwukierunkowe kombajnem ścianowym z oddalonej strefy bezpiecznej,
- sterowanie kołowrotem do rabowania obudowy ściany,
- sterowanie tamami z zapewnieniem zasięgu sterowania z obu stron kontrolowanej tamy,
- system monitoringu i transmisji danych dla samojezdnych maszyn górniczych.

Zaprezentowany system sterowania posiada także wiele zalet funkcjonalnych i aplikacyjnych w stosunku do klasycznych konfiguracji systemu, m.in.:

- zwiększenie uniwersalności urządzeń sterowania radiowego oraz możliwość realizacji niespotykanych do tej pory aplikacji systemu sterowania radiowego,
- mniejsza podatność na zakłócenia uzyskana przez wyniesienie czułego układu odbiornika radiowego z zakłóconej przestrzeni skrzyni aparaturowej maszyny,
- zwiększona niezawodność urządzeń wynikająca z eliminacji bądź zabudowania elementów narażonych na uszkodzenia (m.in.: anteny, przewód antenowy, złącza w.cz.),
- lepsza stabilność linku radiowego i wynikająca z tego mniejsza liczba niekontrolowanych wyłączeń maszyny,
- większy zasięg systemu spowodowany przez lepsze umieszczenie anteny urządzenia, a także eliminację strat wtrąceniowych toru antenowego oraz mniejszy poziom zakłóceń docierający do odbiornika,
- możliwość jednoczesnej pracy odbiornika radiowego z dwoma niezależnymi pilotami sterownia radiowego,
- uniwersalna struktura dzięki zastosowaniu innej topologii systemu w porównaniu z systemami z przewodem promieniującym [2].

4. ROZWIĄZANIA STEROWANIA RADIOWEGO O WYSOKIM POZIOMIE NIENARUSZALNOŚCI BEZPIECZEŃSTWA

Automatyzacja procesów produkcyjnych z wykorzystaniem specjalizowanych maszyn górniczych pozwala na uzyskanie coraz większych wydajności. Niemniej jednak krytyczną kwestią pozostaje zachowanie wysokiego bezpieczeństwa pracy, w szczególności w sytuacjach zdalnej kontroli maszyny przez operatora. Tego typu eksploatacja niesie ze sobą ryzyko potencjalnego fizycznego obrażenia, uszczerbku zdrowia lub utraty życia osób znajdujących się z pobliżu pracującej maszyny. Dlatego celem minimalizacji ryzyka do poziomu tolerowalnego konieczne jest przeprowadzenie oceny ryzyka maszyny tak, aby zidentyfikowane zostały wszystkie funkcje bezpieczeństwa związane z konkretnymi zdarzeniami zagrażającymi. Na podstawie przeprowadzonych analiz oraz doświadczeń z dotychczasowych wdrożeń systemów sterowania radiowego można stwierdzić, iż typowymi funkcjami bezpieczeństwa, w których biorą udział elektroniczne podsystemy sterowania radiowego są: funkcja zatrzymania awaryjnego (Emergency STOP) oraz reakcja systemu na utratę komunikacji radiowej pomiędzy pilotem i odbiornikiem. Mając na uwadze, że bezpieczeństwo funkcjonalne stanowi zintegrowane podejście do wszystkich działań w cyklu życia tego typu systemów, maksymalnym wymaganym poziomem nienaruszalności bezpieczeństwa podsystemu sterowania radiowego dla zdefiniowanych funkcji bezpieczeństwa jest SIL CL 2.

Opracowanie kompaktowego rozwiązania układu sterowania radiowego, który nie tylko spełnia wymagania bezpieczeństwa funkcjonalnego ale również umożliwia jego stosowanie w przestrzeniach zagrożonych wybuchem wymaga od konstruktorów interdyscyplinarnej wiedzy technicznej oraz dużego doświadczania w opracowywaniu tego systemów [3]. W zależności od konfiguracji podłączenia odbiornika sterowania radiowego możliwe jest uzyskanie poziomu nienaruszalności bezpieczeństwa SIL 2 dla wybranych urządzeń systemu MSR-1000. Z uwagi na wysoki stopień złożoności konstrukcji oraz wykorzystane w urządzeniach oprogramowanie, bezpieczeństwo funkcjonalne określone musiało zostać z zastosowaniem normy IEC 62061 oraz serii norm IEC 61508. Natomiast poszczególne parametry niezawodnościowe (intensywności uszkodzeń) wyznaczane są na podstawie analizy FMEDA z wykorzystaniem odpowiednio dobranych baz niezawodności elementów oraz rozkładów ich uszkodzeń.

Biorąc pod uwagę wyniki powyższych analiz niezawodności aby osiągnąć zadane wysokie poziomy pewności realizacji funkcji bezpieczeństwa w opracowanych urządzeniach zastosowano szereg technik układowych i programowych m.in.:

- **Redundancja obwodów zatrzymania awaryjnego**. Dzięki tej topologii uzyskano większy poziom pewności wykonania funkcji wyłączenia maszyny w przypadku aktywacji sygnału STOP lub po utracie połączenia radiowego w systemie.
- **Parametryzacja obwodów zatrzymania awaryjnego**. Oba niezależne obwody zatrzymania awaryjnego są dodatkowo parametryzowane pozwalając na detekcję uszkodzeń okablowania (wykrywanie zwarcia lub rozwarcia w obwodzie). Opisana technika pozwala na wczesne wykrycie awarii lub błędu montażowego i nie dopuszcza do pracy maszyny w tym stanie.
- **Realizacja sprzętowa wybranych obwodów odpowiedzialnych za wykonanie funkcji bezpieczeństwa**. Najważniejsze obwody elektroniczne realizujące wykonanie funkcji bezpieczeństwa realizowane są w układach zdefiniowanych sprzętowo bez udziału oprogramowania. Podejście to pozwala na ograniczyć analizę niezawodności do oceny

stosunkowo prostych obwodów elektrycznych. Przykładem takiego obwodu jest układ obsługi przycisku zatrzymania awaryjnego w pilocie radiowym.

PODSUMOWANIE

Bardzo wysokie wymagania dla systemów radiowego sterowania i monitoringu maszyn górniczych wymagają szerokiej wiedzy i dużego doświadczenia od konstruktorów tego typu rozwiązań. Spełnienie tych wymagań możliwe jest jedynie poprzez implementację innowacyjnych i dedykowanych rozwiązań konstrukcyjnych praktycznie do każdego elementu systemu, zapewniając tym samym dużą niezawodność oraz bardzo wysoki stopień bezpieczeństwa. Przeprowadzone prace konstrukcyjne z zakresu specjalistycznej elektroniki przemysłowej doprowadziły do powstania uniwersalnych rozwiązań o wysokim poziomie niezawodności, które z powodzeniem mogą być wykorzystywane jako jedyny sposób obsługi maszyny górniczej przez operatora.

INNOWACYJNA GOSPODARKA
NARODOWA STRATEGIA SPÓJNOŚCI

UNIA EUROPEJSKA
EUROPEJSKI FUNDUSZ
ROZWOJU REGIONALNEGO

Projekt współfinansowany ze środków Europejskiego Funduszu Rozwoju Regionalnego w ramach Programu Operacyjnego Innowacyjna Gospodarka

LITERATURA

[1] Kruszec T., Kwolek J., Szczurkowski M., Kica T., Kasperek J., Rajda P.J. 2015: Automated test system for special-purpose batteries verification. Measurement Automation Monitoring, nr 9/2015, str. 422–425.
[2] Frączek J., 1995: Aparatura przeciwwybuchowa w wykonaniu iskrobezpiecznym. Śląskie Wydawnictwo Techniczne.
[3] Miśkiewicz T., Wojaczek A. 2010: Systemy radiokomunikacji z kablem promieniującym w kopalniach podziemnych. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej Gliwice.

Innovative Solutions of Safety and High Reliability Radio Control Systems Dedicated for Specialized Mining Machinery

Remote control systems for machines have now become standard in many industries and are an important element of support for the machine operator. Widespread use of radio control systems for machine control critical in process or production resulted in a significant increase in the requirements for their reliability and safety. To meet these requirements, it was necessary to develop innovative, dedicated design solutions. This was primarily the new approach to the problem of remote operation of the machine and operator interface working in extremely harsh environmental conditions. At the same time it was necessary to develop systems providing a very high degree of reliability and safety.

UNIWERSYTET ŚLĄSKI
W KATOWICACH



Górnik i górnictwo w transformacyjnej Polsce. Próba portretu socjologicznego.

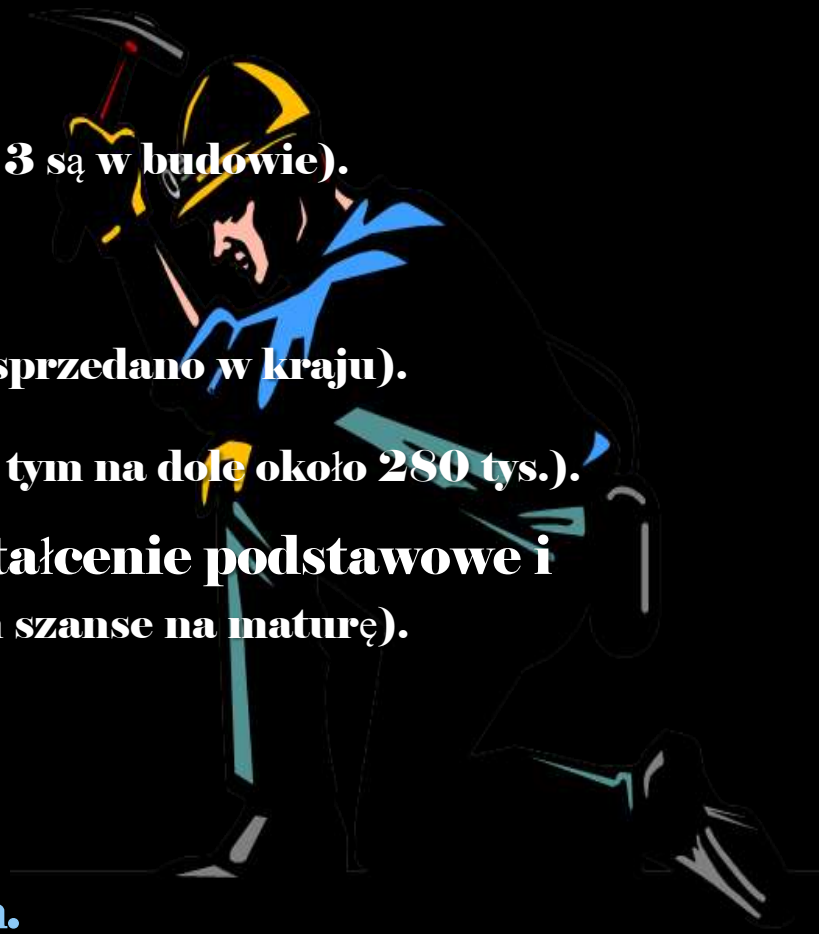
prof. dr hab. Marek Szczepański
Uniwersytet Śląski

dr Joanna Martyka
Główny Instytut Górnictwa

Kraków, 25.02.2016

gig

Górnictwo – stan w 1989 roku.



Funkcjonuje 70 kopalń (dodatkowo 3 są w budowie).

Produkcja - 177,4 mln Mg.

Sprzedaż - 174 mln Mg (83% węgla sprzedano w kraju).

Zatrudnienie - 415,9 tys. osób (w tym na dole około 280 tys.).

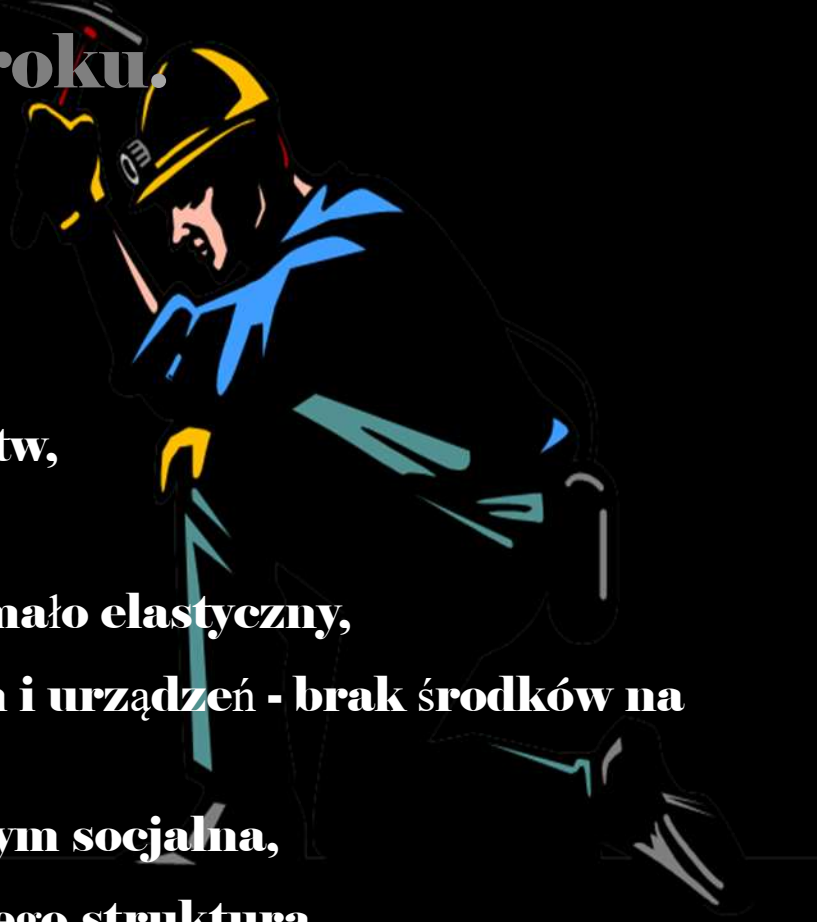
Wśród zatrudnionych dominuje wykształcenie podstawowe i zawodowe (18,9% uczęszcza do szkół dających szanse na maturę).

Tło polityczno-gospodarcze:

- **przejście do gospodarki rynkowej,**
- **recesja gospodarcza,**
- **niskie ceny węgla na rynkach światowych.**

Źródło: dane Agencji Rozwoju Przemysłu S.A. Oddział Katowice.

Górnictwo – stan w 1989 roku.



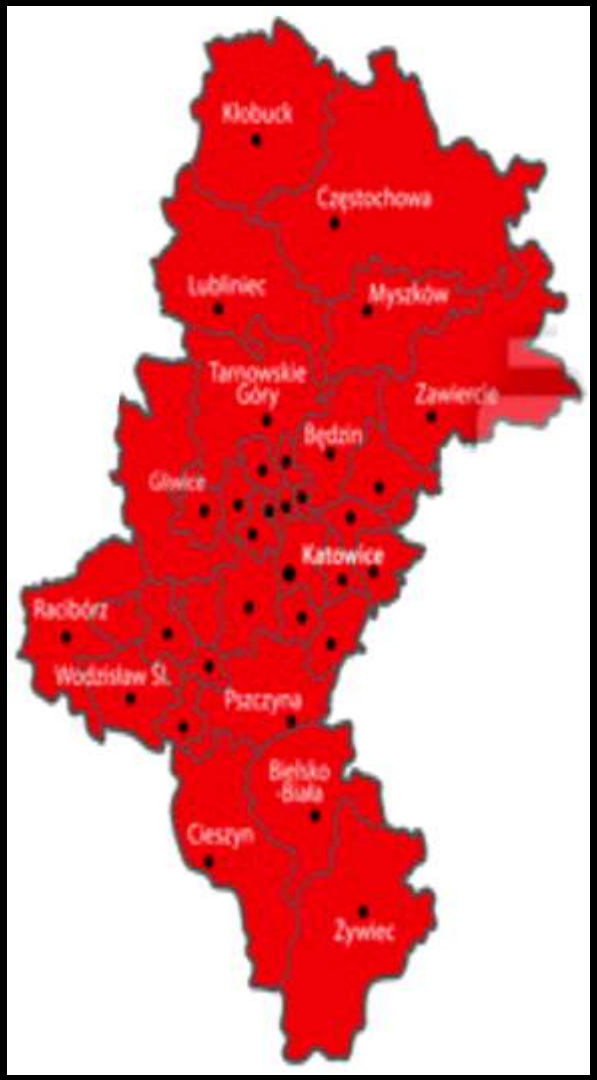
Problemy branży:

- wysoki stopień zadłużenia przedsiębiorstw,
- rozbudowany potencjał produkcyjny,
- system zarządzania – scentralizowany, mało elastyczny,
- pogarszający się stan techniczny maszyn i urządzeń - brak środków na modernizację,
- rozbudowana sfera nieprodukcyjna, w tym socjalna,
- nadwyżka zatrudniania i niekorzystna jego struktura,
- negatywny wpływ produkcji na stan środowiska przyrodniczego,
- ustalenie urzędowych a później regulowanych cen węgla.

Źródło: H. Paszcza „Procesy restrukturyzacyjne w polskim górnictwie węgla kamiennego …” Górnictwo i Geoinżynieria 2010, 34, 3 s. 63-82.

Kontekst regionalny i lokalny restrukturyzacji górnictwa.

- zdeformowana struktura wykształcenia,
- nadreprezentacja klasy robotniczej,
- pogorszenie kondycji społeczności lokalnych - znaczące zubożenie,
- pogorszenie stanu lokalnych gospodarek - spadek popytu na rynku lokalnym, likwidacja przedsiębiorstw kooperujących z podmiotami restrukturyzowanej branży, mniejsze wpływy do budżetu lokalnego.



Przyczyny znaczącego negatywnego wpływu zmian w sektorze górnictwa na sytuację w regionie - gęstość zaludnienia, koncentracja przemysłów związanych bezpośrednio lub pośrednio z sektorem górnictwa.

Kontekst regionalny i lokalny
restrukturyzacji górnictwa.

Problemy ekologiczne
Oddziaływania na środowisko w górnictwie węgla kamiennego
(lata dziewięćdziesiąte).

Powietrze: emisja metanu, pyłu i zanieczyszczeń pyłowo-gazowych.

Wody: zasolenie wód powierzchniowych.

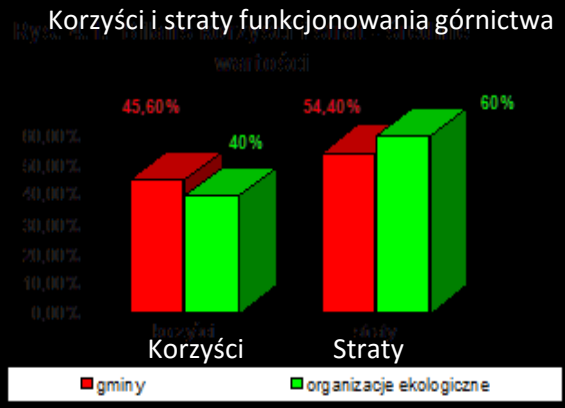
Przekształcenia terenów górniczych: około 4% powierzchni woj. katowickiego; waga duża - osiadaniami objęte są w większości tereny wysoko zurbanizowane.

Radiacja: problem ograniczony jest do stosunkowo niewielkich obszarów występowania wód, osadów i odpadów górniczych.

Odpady powęglowe: stanowią ok. 60% ilości odpadów przemysłowych wytwarzanych w województwie śląskim.

Zdrowie ludzi: wypadki, choroby zawodowe.

Środowisko biotyczne: antropogenizacja - niekorzystne przekształcenia gleb i gruntów przekładające się na degradację terenów leśnych oraz użytkowanych rolniczo.





Sektorowa ocena stanu środowiska w górnictwie węgla kamiennego. Projekt zlecony GIG przez Ministra Gospodarki i Ministra Skarbu Państwa Rzeczpospolitej Polskiej (1999).

Proces restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego w Polsce: 1990 – 2015.



Cel główny:

Dostosowanie górnictwa do warunków gospodarki rynkowej i międzynarodowej konkurencji.

Cele szczegółowe:

- zmniejszenie zdolności produkcyjnych (likwidacja kopalń, redukcja zatrudnienia),
- dostosowanie poziomu wydobycia do możliwości jego sprzedaży,
- zmniejszenie zatrudnienia,
- zwiększenie efektywności pracy,
- ograniczenie sfery nieprodukcyjnej,
- outsourcing (zlecanie zadań podmiotom zewnętrznym).

Etapy restrukturyzacji.

1. Etap 1990-1997:

   a) okres 1990 - 1992 – usamodzielnienie kopalń,
   b) okres 1993 - 1995 – konsolidacja kopalń,
   c) okres 1996 - 1997 – wyhamowanie restrykcyjnych działań restrukturyzacyjnych (restrukturyzacja wyłącznie techniczna).

2. Etap 1998 – 2002; dostosowanie Spółek Węglowych do wymogów gospodarki rynkowej:

   Zmniejszenie wydobycia o 34,5 mln Mg/rok, 13 kopalń zlikwidowanych całkowicie a 10 częściowo. Zmniejszenie zatrudnienia o 102 587 osób., w tym 67, 0 tys. skorzystało z GPS (urlopy górnicze – 36,9 tys. osób, jednorazowe odprawy pieniężne bezwarunkowe – 29,7 tys. osób, zasiłki socjalne – 419 osób. Cele finansowe restrukturyzacji nie zostały osiągnięte - w 2002 roku brak dodatniego wyniku finansowego netto.

Źródło: H. Paszcza, jw.



Etapy restrukturyzacji.

3. Etap 2003 – 2006; w kierunku rentowności i ekonomicznej efektywności:

- **Zmiany organizacyjne w sektorze – utworzenie Kompanii Węglowej S.A.**
- **Rozpoczęty proces oddłużania sektora – umorzenie zobowiązań publicznoprawnych (18,1 mld zł.), określenie zasad odroczenia i harmonogramu spłaty zobowiązań (2,6 mld zł.).**
- **Restrukturyzacja zatrudnienia ograniczona głównie do odejść naturalnych oraz instrumentów osłonowych, kierowanych do osób w wieku przedemerytalnym.**

4. Etap od 2007 …..; koniec realizacji typowych programów restrukturyzacji :

- **31 lipca 2007 – przyjęcie przez Radę Ministrów dokumentu pt. „Strategia działalności górnictwa węgla kamiennego w Polsce w latach 2007-2015".**
- **Polski producent węgla debiutuje na giełdzie papierów wartościowych (2009 rok).**



Efekty społeczne restrukturyzacji branży.

Dezintegracja społeczna.

W społecznej świadomości restrukturyzacja górnictwa kojarzy się z takimi zjawiskami jak: bezrobocie, masowe zwolnienia, upadłość przedsiębiorstw.

Czynniki społecznego ryzyka związane z procesem restrukturyzacji zatrudnienia w branży:

- **bezrobocie,**
- **uzależnienie od alkoholu,**
- **ubóstwo,**
- **przemoc w rodzinie,**
- **uzależnienie od pomocy społecznej.**



Efekty restrukturyzacji branży w odbiorze społecznym.

Pozytywne:

- zaprzestanie działalności przemysłowej uciążliwej dla środowiska,
- podwyższanie kwalifikacji zawodowych mieszkańców,
- zwiększenie mobilności pracowniczej,
- zwiększenie rezerwy terenów niezabudowanych,
- pozytywny wpływ na stan środowiska naturalnego, w tym - stopniowe "wchodzenie" roślinności na część terenów poprzemysłowych,
- przełamanie stereotypu miasta przemysłowego.



Negatywne:

- **negatywny wpływ na sferę społeczną: bezrobocie, ubóstwo,**
- zmniejszenie inwestycji,
- zmniejszenie dochodów gospodarstw domowych,
- zmniejszenie popytu na rynkach lokalnych.

Źródło: Praca statutowa GIG 2013 rok. Metodyka diagnozy społecznej oceny procesu restrukturyzacji zatrudnienia branży górniczej z jej weryfikacją w wybranym powiecie. Przykład miasta Bytom - opinie pracowników Powiatowego Urzędu Pracy oraz wybranych jednostek samorządu lokalnego.

Sytuacja górnictwa węgla kamiennego w 2015 roku.

- funkcjonuje 30 kopalń węgla kamiennego (o 40 mniej niż w 1989 roku),
- produkcja wynosi 72,2 mln ton (o 59,3% mniej niż w roku 1989),
- sprzedaż kształtuje się na poziomie 73,6 mln ton (o 57,7% mniej niż w roku 1989),
- zatrudnienie na koniec 2015 roku – 92 083 osób (o 77,9% mniej niż w roku 1989), w tym na dole 70 391 (o 75% mniej niż w 1989 roku),
- wydajność wynosi 756 ton/prac./rok,

Górnictwo znajduje się w największym od wielu lat kryzysie!



Źródło: dane Agencji Rozwoju Przemysłu S.A. Oddział Katowice.


2 mld. strat za 2015 rok
i
spór o czternastki!

Opracowanie oraz analiza optymalnych metod monitorowania i zabezpieczania pożarowego składowisk węgla – raport z badań wstępnych

Bartosz Szatan
DSI Schaum Chemie Sp. z o.o., Mikołów

Zbigniew Słota, Krzysztof Słota, Anna Morcinek-Słota
Politechnika Śląska, Gliwice

STRESZCZENIE: Celem artykułu jest przedstawienie wyników prac mających na celu opracowanie optymalnych metod monitorowania i zabezpieczania pożarowego składowisk węgla. W ramach prowadzonych badań dokonano wyboru odpowiednich składowisk do testów, następnie oceniono stan zwałowisk. Kolejno oceniono stan termiczny zwałów węgla, który objął pomiary temperatury powierzchni obiektu oraz pomiary temperatury wnętrza obiektu. Wykonane też zostały badania składu chemicznego atmosfery wnętrza obiektu oraz badania składu powietrza atmosferycznego na obiekcie i w jego bezpośrednim otoczeniu. Następnie prowadzono stały monitoring składowiska pod względem widocznych zmian świadczących o możliwych zjawiskach termicznych. W następnej kolejności dokonano doboru metody i sposobu podawania antypirogenu oraz próby z zastosowaniem antypirogenu. Po aplikacji produktu nastąpił dalszy monitoring zwałowisk. W zakończeniu dokonano analizy uzyskanych wyników.

SŁOWA KLUCZOWE: Zagrożenie pożarowe, pożary, profilaktyka przeciwpożarowa, materiały antypirogenne, węgiel, pył węglowy, zwały węgla, hałdy

1. WSTĘP

Skłonność do samozapalenia węgla zależy od szeregu czynników, ale przede wszystkim od następujących jego własności: stopnia metamorfizmu (typu węgla), zawartości siarki pirytowej, wilgotności, zawartości części lotnych, porowatości, kruszalności, własności petrograficznych, przewodności cieplnej. Poza wymienionymi czynnikami, wpływ na samozapalenie węgla magazynowanego w zwałach na otwartej przestrzeni ma wielkość zwału, jego wysokość, sposób sypania oraz warunki atmosferyczne, a w szczególności nasłonecznienie, zawilgocenie oraz działanie wiatru.
Duża skłonność węgla do samozapalenia może być przyczyną powstania pożarów na zwałach węgla znajdujących się na terenie zakładu górniczego, elektrowni, w punktach dystrybucji czy też przeładunku węgla. Zastosowanie odpowiednich środków zapobiegających samozagrzewaniu węgla, a w konsekwencji chroniących przed pożarem, może okazać się koniecznością

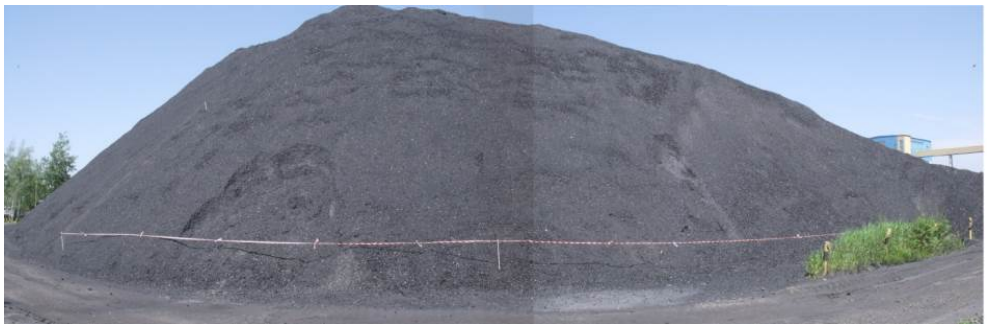
w przypadku zaistnienia sytuacji, gdzie dochodzi do długotrwałego składowania lub transportu węgla.
Szacuje się, że na zwałach polskich kopalń węgla zalegało w 2013 roku ponad 9 mln ton węgla. W roku 2014 sytuacja nie uległa specjalnej poprawie (np. tylko na zwałach kopalń KW S.A. leżało około 6 mln ton węgla), a w chwili obecnej (stan na marzec 2015r.) wszyscy krajowi producenci węgla kamiennego posiadają na zwałach zapasy węgla w ilości 8,2 mln ton. Obowiązująca obecnie strategia ograniczenia wydobycia i zwiększenia eksportu zakłada sukcesywne pomniejszanie tych zwałowisk, jednak jak wynika z analiz, wciąż występuje nadprodukcja węgla. Węgiel musi być magazynowany, czy to u producenta, czy dystrybutora czy też w trakcie transportu, a to zawsze powoduje ryzyko jego samozagrzewania.

2. WYBÓR SKŁADOWISKA DO TESTÓW

Wstępnie założono, że o wyborze składowiska zadecydują następujące czynniki:

1. Możliwość bezproblemowego prowadzenia pomiarów i testów.
2. Od sposobu budowy i czasu trwania składowiska zależeć będzie wybór odpowiedniej metody podawania środka antypirogenicznego (środek podawany na powierzchnię kolejnych warstw lub jeśli już istnieje składowisko to powierzchniowo i wgłębnie).

Powierzchnia pomiarowa objęła łącznie 700 m^2 (300 i 400 m^2) – 1 parcelę o wymiarach 30x10m wytyczoną na skarpie wschodniej (rys. 2.1.) oraz 1 parcelę o wymiarach 40x10m wytyczoną na skarpie południowej (rys. 2.2.).
Parcele zostały tak wytyczone, aby zawierały w swoim obszarze reprezentatywne dla całego zwałowiska cechy (rodzaj i frakcje węgla, orientację względem kierunków geograficznych, kąt nachylenia skarp, itp.). Dla ułatwienia identyfikacji, dla potrzeb badań, przyjęto potocznie używaną przez pracowników nomenklaturę i nazywano je „skarpą południową” oraz „skarpą wschodnią”.



Rys. 2.1. Parcela wytyczona na skarpie wschodniej
Figure 2.1. The plots drawn on the eastern slope



Rys. 2.2. Parcela wytyczona na skarpie południowej
Fig. 2.2. The plots drawn on the southern slope

2.1. *Ocena stanu zwałowiska – historia i sposób składowania węgla*

Obydwie parcele były usytuowane na istniejących od kilku miesięcy zwałowiskach, z których na jednym odbywało się jego dalsze usypywanie oraz równocześnie podbieranie węgla w celach jego sprzedaży klientom. Zaznaczyć należy, że podczas całego cyklu badań parcele pomiarowe nie zostały w żaden sposób naruszone. Jak już wspomniano zwałowiska w zastanej formie funkcjonowały już kilka miesięcy (8-10).
Z przeprowadzonego wywiadu z osobami odpowiedzialnymi w kopalni wynikało, że zdarzały się w przeszłości na tych zwałowiskach incydenty związane z samozagrzewaniem się węgla. Potwierdzały to obserwacje powierzchni zwałowiska z widocznymi miejscami koniecznych „podbierek" składowanego materiału (rys. 2.3.), który uległ samozagrzaniu.

2.2. *Ocena stanu termicznego zwałów węgla*

Do oceny stanu termicznego zwałów węgla użyto specjalnych sond pomiarowych, mierzących temperaturę zwałowiska na głębokości ok. 1 m. W celu lokalizacji potencjalnych miejsc, gdzie mogłoby dochodzić do procesów samozagrzewania posłużono się techniką podczerwieni. Pomiary wykonywano za pomocą nowoczesnych kamer termowizyjnych o wysokiej czułości i rozdzielczości. Podczas tych pomiarów udało się zidentyfikować kilka potencjalnych miejsc, w których mogło dochodzić do procesów związanych z samozagrzewaniem się węgla.



Rys. 2.3. Skarpa południowa ze śladami podbierek i samozagrzewania się węgla
Fig. 2.3. Southern escarpment with traces of collecting and self-heating of coal

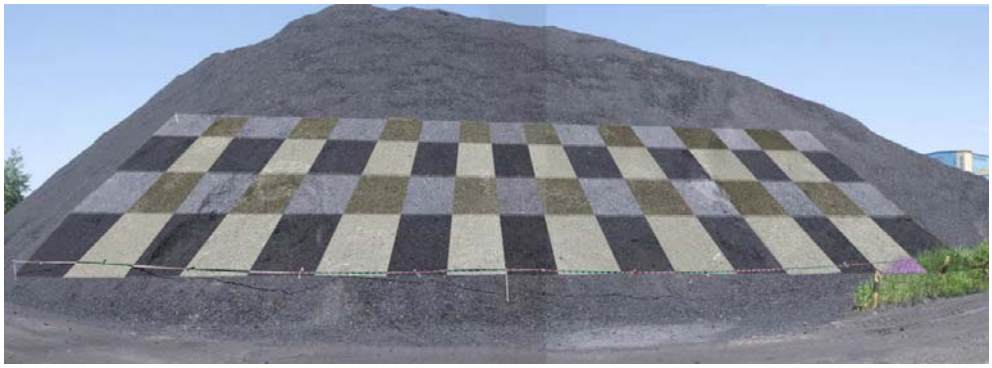
2.3. *Badania składu powietrza atmosferycznego.*

W ramach niniejszych badań dokonywano pomiarów gazometrycznych. Określano stężenia takich gazów jak tlen, tlenek i dwutlenek węgla, metan, wodór, tlenki siarki, tlenki azotu oraz siarkowodór. Wszystkie pomiary wykonywano za pomocą certyfikowanych, elektronicznych przyrządów pomiarowych. W kilku przypadkach zaobserwowano przekroczenie dopuszczalnych norm stosowanych w podziemnych zakładach górniczych. Dla celów utylitarnych pracy ważne były te przekroczenia, które mogły świadczyć o przebiegających w zwałach zjawiskach termicznych. Informacje te wraz z innymi obserwacjami były podstawą monitoringu składowiska opisanego w kolejnym podrozdziale.

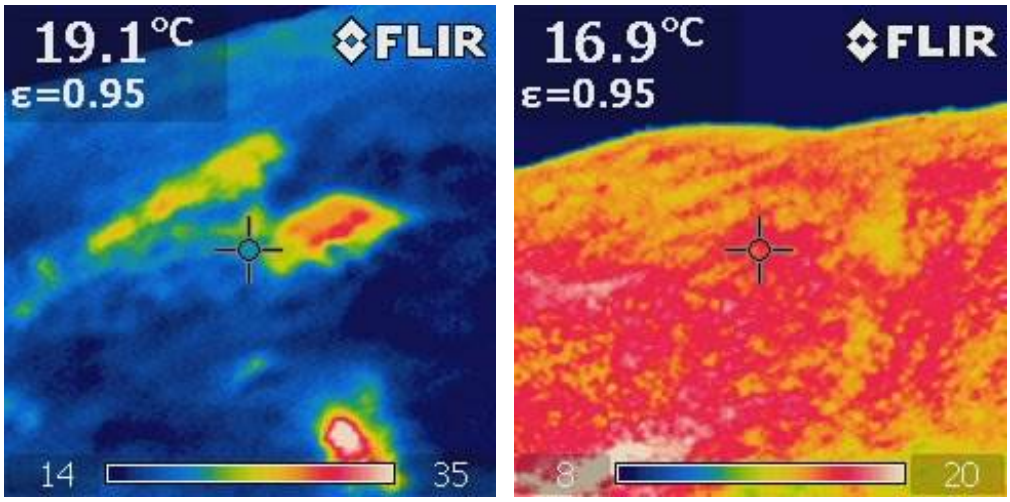
2.4. *Monitoring składowiska pod względem widocznych zmian świadczących o możliwych zjawiskach termicznych*

Jak już wspomniano w poprzednim podrozdziale w ramach pracy prowadzono ciągły monitoring składowiska pod względem widocznych zmian świadczących o możliwych zjawiskach termicznych. Codziennie przez okres ok. 3 tygodni przed wykonaniem prób z użyciem środka antypirogennego oraz ok. 4 tygodni po ich wykonaniu dokonywano inspekcji składowisk. Obserwacje wzrokowe obejmowały przede wszystkim poszukiwanie wilgotnych plam na powierzchni węgla (obserwowane rankiem i znikające po wschodzie słońca, miejsc, gdzie szybko wysychają opady atmosferyczne, występowania obłoków pary wodnej, powstawania nalotów popiołu i siarki, ulatniania się dymów o charakterystycznym zapachu). Oprócz tego dokonywano pomiarów temperatury powierzchni składowiska za pomocą pirometrów w celu wytypowania miejsc, w których temperatura powierzchni składowiska jest wyższa o minimum 3°C od temperatury otoczenia. Sporządzano tabele pomiarowe z naniesionymi temperaturami po-

wierzchni parceli objętych monitoringiem. Pomiary wykonywano codziennie (o tej samej porze dnia – rano przed nagrzaniem powierzchni zwałowiska przez promienie słoneczne) za pomocą pirometru z wykorzystaniem specjalnie stworzonej siatki pomiarowej (rys. 2.4.). Co 2-3 dni dokonywany był także pomiar za pomocą kamery termowizyjnej (rys. 2.5.) całych powierzchni badanych obiektów. W miejscach, w których istniało podejrzenie zachodzenia procesów termicznych każdorazowo dokonywano pomiarów za pomocą sondy wgłębnej (rys. 2.6.).



Rys. 2.4. Siatka pomiarowa na skarpie wschodniej
Fig. 2.4. Measurement mesh on the eastern slope



Rys. 2.5. Obrazy z kamer termowizyjnych (po lewej skarpa południowa, po prawej wschodnia)
Fig. 2.5. Images from infrared cameras (left southern slope, on the right east)



Rys. 2.6. Pomiary za pomocą sondy wgłębnej
Fig. 2.6. Measurements with a submerged probe

3. DOBÓR METODY I SPOSOBU PODAWANIA ANTYPIROGENU

W celu opracowania prawidłowej metody i sposobu podawania antypirogenu dokonano wcześniejszej analizy możliwości stosowania środka antypirogennego w profilaktyce pożarowej. Analizie poddano infrastrukturę w pobliżu zwałowisk, dostępne środki techniczne oraz możliwości podawania środka antypirogennego.Analiza dostępnych zasobów oraz możliwości technicznych skłoniła autorów niniejszego opracowania do podjęcia decyzji o przeprowadzeniu prób z dwoma różnymi metodami podawania środka antypirogennego oraz wariantu obejmującego kombinację tych dwóch metod (rozdział 4).
W pobliżu zwałowisk nie istniała prosta możliwość podłączenia urządzeń elektrycznych, które mogłyby posłużyć do zasilania sprzętu potrzebnego podczas prób. Dostęp do bieżącej wody również był utrudniony, jednak ze względu na znajdujące się w pobliżu hydranty możliwy do wykorzystania. Przy samych zwałowiskach odbywał się ciągły ruch ciężkich pojazdów (drogi transportowe). Z tej przyczyny zdecydowano się na wygospodarowanie miejsca w bezpośrednim sąsiedztwie zwałowisk i wykorzystanie agregatu prądotwórczego z kompresorem oraz zasilanych przez niego pomp podających środek antypirogenny. Z uwagi na zróżnicowane usytuowanie parcel, tam gdzie istniała bezpieczna możliwość wejścia na zwałowisko (stosunkowo niewielkie nachylenie skarpy) zdecydowano o podjęciu próby wtłaczania środka antypirogennego w głąb zwałowiska.
Wyżej wymienione czynniki wymusiły także konieczność zastosowania odpowiednio długich i wydajnych przewodów zasilających w środek antypirogenny specjalne końcówki podające.
W celu oceny możliwości stosowania środka antypirogennego wybrano dwie główne metody podawania (iniekcję i natrysk). Trzecia metoda stanowiła kombinację dwóch metod głównych. Dobór tych metod wymusił w sposób zasadniczy odpowiednią metodykę badań skuteczności podawania środka antypirogennego i analizę jego efektywności. Modyfikacja metodyki badań wiązała się z koniecznością w miarę dokładnego określenia miejsc iniekcji antypirogenu oraz ilości zatłaczanego czy też natryskiwanego środka. Zdecydowano się na rozwiązanie polegające na zastosowaniu miernika przepływającej cieczy zamontowanego na przewodzie zasilającym dyszę iniekcyjną/natryskową. Podczas iniekcyjnego podawania środka antypirogennego doko-

nywano pomiarów ciągłych temperatury powierzchni zwałowiska (pirometrami w wyznaczonych punktach – węzłach, gdzie zatłaczano antypirogen oraz kamerą termowizyjną metodą sektorową). Dodatkowo wykonywano pomiary kontrolne za pomocą sond wgłębnych (na głębokości ok. 1,0m) w pobliżu miejsc iniekcji środka.
Podczas natryskowego podawania środka antypirogennego dokonywano pomiarów ciągłych temperatury powierzchni zwałowiska (pirometrami oraz kamerą termowizyjną metodą sektorową całej spryskanej powierzchni).
Z przeprowadzanych prób sporządzano dokumentację zdjęciową i filmową.
Po zakończeniu prób parcele poddawano monitoringowi opisanemu w rozdziale 2.4. Dla wykrycia miejsc występowania anomalii temperaturowych na powierzchni zwałowiska, a także dla określenia wielkości stref objętych procesami termicznymi (ze względu na wielkość mierzonych powierzchni) pomiar temperatury prowadzony był termometrem podczerwieni z odległości około 15-20 m (nie większej niż 25 m) od obiektu, regularnymi, równoległymi pasami o szerokości 3 - 5 m. Sporządzano tabele pomiarowe z naniesionymi temperaturami powierzchni parceli w wyznaczonych punktach – węzłach. Co 2-3 dni dokonywany był także pomiar za pomocą kamery termowizyjnej całych powierzchni badanych obiektów. Celem takiego postępowania było zlokalizowanie na powierzchni obiektu miejsc o najwyższych temperaturach (tj. potencjalnych ognisk pożarowych występujących pod powierzchnią obiektu), w których zakładano i oznaczano dodatkowe punkty pomiarowe, a także ewentualnie korygowano położenia oznaczonych już punktów pomiarowych. W miejscu stwierdzonej anomalii temperatury wykonywano otwór o głębokości około 1m, w którym przeprowadzano następujące badania:
- pomiar temperatury, °C,
- oznaczenie stężenia tlenku węgla CO, % obj.,
- oznaczenie stężenia dwutlenku węgla CO_2, % obj.,
- oznaczenie stężenia tlenu O_2, % obj.

Wszystkie wyniki pomiarów archiwizowano, aby możliwa była bieżąca (cząstkowa) i późniejsza (całościowa) analiza otrzymanych rezultatów.

4. PRÓBY Z ZASTOSOWANIEM ANTYPIROGENU – NATRYSKI, PODAWANIE WGŁĘBNE

Jak już wcześniej wspomniano (rozdział 2) do prób wyznaczono dwie parcele. Były one położone w różnych częściach zwałowiska głównego. Na każdej z nich zdecydowano się na zastosowanie innej metody podawania antypirogenu,
a dodatkowo na parceli, gdzie zastosowano iniekcję pokryto także jej powierzchnię środkiem antypirogennym. Po ok. 3 tygodniowym okresie przygotowawczym (monitoring zwałowiska) przystąpiono do prób z wykorzystaniem antypirogenu.
Na przygotowanych wcześniej miejscach (w bezpośrednim sąsiedztwie zwałowisk) ustawiono agregat prądotwórczy z kompresorem, który zasilał pompę podającą środek antypirogenny ze specjalnych zbiorników, których pojemność wynosiła 1000l. Za pomocą odpowiednich przewodów podawano środek antypirogenny do specjalnych końcówek iniekcyjnych lub natryskowych (zraszających).

Podawanie wgłębne
Specjalną końcówkę do podawania iniekcyjnego przeszkolony wcześniej pracownik wkręcał wgłąb zwałowiska na głęgokość ok. 1m. Następnie wtłaczano jednorazowo 20 litrów środka antypirogennego. Kolejno czynności powtarzano przemieszczając się pasami o szerokości 2m od górnej części parceli w dół. Otwory iniekcyjne oddalone były od siebie o 2m, tworząc siatkę

2x2m. Podczas zatłaczania antypirogenu dokonywano pomiaru ilości zatłoczonego środka oraz pomiary temperatury powierzchni parceli za pomocą pirometrów i kamer termowizyjnych. Zatłaczaniem objęto połowę wytyczonej parceli, aby możliwa była obserwacja zjawisk termicznych zachodzących w części iniektowanej oraz tej, w której nie zastosowano antypirogenu.



Rys. 4.1. Podawanie wgłębne środka antypirogennego (wkręcanie końcówki iniekcyjnej)
Fig. 4.1. Administration plunge of antipyrogen (the injection)

Natrysk (zraszanie)

Środek antypirogenny za pomocą specjalnej końcówki natryskiwano bezpośrednio na powierzchnię zwałowiska. Wysokość wyznaczonej parceli uniemożliwiała podawanie środka z podnóża skarpy (zbyt małe ciśnienie robocze), w związku z tym konieczne było zraszanie górnej części parceli przez pracownika znajdującego się w połowie wysokości parceli. Dolna część parceli zraszana była z podnóża skarpy. Zraszano dokładnie połowę wyznaczonej parceli, aby możliwe było bezpośrednie porównanie efektów natrysku z drugą połową parceli, gdzie natrysku nie dokonywano. Powierzchnia objęta natryskiem, w celu dokładnego pokrycia, zroszona została dwukrotnie w odstępie około godzinnym. Podczas zraszania dokonywano pomiaru ilości zużytego do tego celu środka oraz pomiary temperatury powierzchni parceli za pomocą pirometrów i kamer termowizyjnych.



Rys. 4.2. Podawanie natryskowe środka antypirogennego (pierwszy pas, pierwszy sektor)
Fig 4.2. Administration spray inside antipyrogen (first lane, the first sector)

5. ANALIZA UZYSKANYCH WYNIKÓW PRÓB

W metodzie podawania iniekcyjnego zużyto łącznie 4,5 tys. litrów środka antypirogennego na powierzchni ok. 200 m^2 (całość na skarpie południowej).
W metodzie natryskowej zużyto łącznie 2,5 tys. litrów środka antypirogennego na powierzchni ok. 350 m^2 (z czego 1000 litrów na skarpie wschodniej i 1500 litrów na skarpie południowej).
Podczas iniekcji sposób wykonywania otworów i zatłaczania wymuszał konieczność przebywania pracownika na powierzchni skarpy (zwałowiska). Za każdym razem byli to pracownicy specjalnie przeszkoleni i zabezpieczeni, ale podkreślić należy, że taki sposób podawania środka stwarza ryzyko wystąpienia zdarzeń potencjalnie niebezpiecznych. Przepisy kopalniane zabraniają pracownikom wchodzenia na zwałowiska. W tym przypadku uzyskano zgodę Kierownika Ruchu Zakładu Górniczego po uzgodnieniu i zastosowaniu dodatkowych środków zabezpieczających.
Podczas podawania antypirogenu metodą iniekcyjną nie obserwowano znaczących zmian temperatury powierzchni parceli objętej pomiarami.
Przy metodzie natryskowej obserwowano niemal natychmiastowy efekt obniżenia temperatury powierzchni węgla. Efekt ten utrzymywał się przez kilka kolejnych godzin, a nawet dni.
Powierzchnia parcel spryskana środkiem antypirogennym nie wykazywała skłonności do pylenia. Po wyschnięciu następowała impregnacja węgla, tworzył się tzw. film, pokrywający całą powierzchnię węgla (także widoczne pory i szczeliny).
Bezpośrednio po naniesieniu środka metodą natryskową na powierzchnię zwałowiska obserwowano lepienie się ziaren węgla. Ziarna węgla ulegały konsolidacji, a po wyschnięciu tworzyły tzw. „skorupę", od której możliwe było ich oddzielenie w postaci zbitych brył (rys. 5.1.).

Podjęto również próbę wydobycia próbki materiału poddanego metodzie iniekcyjnej z wnętrza zwałowiska. W tym celu konieczne okazało się wykorzystanie sprzętu ciężkiego (koparka). Wydobyty na powierzchnię materiał wykazywał również cechy konsolidacji, jednak nie tak silnej, jak w przypadku materiału z powierzchni zwałowiska.
Należy zauważyć, że na zwałowisku magazynowany był węgiel drobnych i bardzo drobnych frakcji (miał), który w warunkach zwiększonej prędkości przepływu powietrza (podmuchy wiatru) był przyczyną znacznego zapylenia powietrza. Powierzchnia, na której zastosowano środek antypirogenny nie wykazywała tendencji do pylenia.



Rys. 5.1. Skonsolidowane ziarna węgla po wyschnięciu środka antypirogennego podawanego metodą natryskową
Fig. 5.1. Consolidated coal grain after drying

Development and Analysis of Optimal Methods for Monitoring and Fire Securing Landfills Coal – A Report of Preliminary Tests

High propensity to spontaneous combustion of coal may be the cause of the fires on piles of coal at the site of the mine, power plant, distribution points or coal handling. Use appropriate measures to prevent of fire of coal and consequently protect against fire, it may be a necessity in the event of a situation where there is a long-term storage or transport of coal.

The aim of the paper is to present the results of work in the field of selection of optimal methods of administration of antipyrogen. The study concluded a description of how to select the site for testing, selection of methods and method of administration of antipyrogen, an analysis of the possibility of connecting equipment, availability and method of administration for selected sites in the landfill, the relationship of attempts to apply of antipyrogen (douche, plunge administration), analysis of the results of the tests and conclusions regarding optimal methods of administration of antipyrogen.

Standaryzacja dokumentowania skutków wstrząsów górniczych w budynkach i obiektach infrastruktury technicznej warunkiem rozwoju skali intensywności drgań GSI_{GZWKW}

Andrzej Tor, Adam Barański, Tomasz Kowal
Centrala Kompanii Węglowej S.A., Katowice

STRESZCZENIE: Górnicza skala intensywności drgań GSI_{GZWKW}-2012 jest empiryczno-pomiarową skalą makrosejsmiczną służącą do oceny i prognozy oddziaływania wstrząsów indukowanych eksploatacją złóż węgla kamiennego w zakładach górniczych Kompanii Węglowej S.A. na budynki, infrastrukturę techniczną i na ludzi. W trakcie jej stosowania (od 2006 r.) wprowadzono szereg innowacyjnych rozwiązań dotyczących całości zagadnień związanych z oddziaływaniem wstrząsów górniczych na powierzchnię terenu. W artykule zwrócono uwagę na potrzebę, a w zasadzie na konieczność, standaryzacji nazewnictwa i sposobu dokumentowania zjawiska i jego skutków. Wszystkie środowiska zajmujące się problematyką oddziaływań wstrząsów górniczych na budynki, infrastrukturę techniczną i na ludzi (kopalnie, nadzór górniczy, jednostki naukowo-badawcze, projektanci i eksperci budowlani, inwestorzy, biegli sądowi) powinny posługiwać się jednolitą terminologią. W przekonaniu autorów standaryzacja dokumentowania i nazewnictwa jest warunkiem dalszego rozwoju skali, podnoszenia jej wiarygodności i doprowadzenia do powszechnej jej akceptacji.

SŁOWA KLUCZOWE: Wstrząsy górnicze-powierzchna terenu-skutki-definicje-standaryzacja dokumentowania

1. WPROWADZENIE

Podziemna eksploatacja węgla w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym indukuje aktywność sejsmiczną, co potwierdzają prowadzone od ponad 50 lat obserwacje sejsmologiczne i sejsmometryczne [16]. Początki obserwacji sejsmologicznych związane były z zagrożeniem tąpaniami występującym w kopalniach, a ich wyniki wykorzystywano w profilaktyce tąpaniowej. Skutki wstrząsów (tąpnięcia) w wyrobiskach podziemnych były i są niewspółmiernie większe od uszkodzeń powstających na powierzchni. Z czasem, w miarę rozwoju aparatury i metodyk pomiarowych, zaczęto zwracać coraz większą uwagę na aspekt oddziaływania wstrząsów indukowanych eksploatacją górniczą na infrastrukturę powierzchni i na odczuwalność ich przez ludzi.
Wieloletnie pomiary i badania wskazują na bimodalność wstrząsów górotworu, tzn. na występowanie wstrząsów o charakterze czysto eksploatacyjnym oraz wstrząsów o charakterze tektonicznym, nazywanych powszechnie regionalnymi. Wstrząsy eksploatacyjne generowane

są przez naprężenia eksploatacyjne i lokalizowane są w stosunkowo bliskim otoczeniu wyrobisk górniczych, natomiast wstrząsy o charakterze regionalnym są generowane przez naprężenia tektoniczne związane z budową geologiczną, a naprężenia wywołane eksploatacją górniczą są jedynie ”wyzwalaczem” energii zgromadzonej w strukturach geologicznych [8]. W zależności od mechanizmu wstrząsów obserwujemy różne intensywności ich oddziaływania na powierzchni terenu.

Wstrząsy górnicze w obszarze Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, w tym również w kopalniach Kompanii Węglowej S.A., związane są generalnie z zagrożeniem tąpaniami. Zagrożenie to, wraz ze wzrostem głębokości eksploatacji, dotyczy coraz większej liczby kopalń. W Kompanii Węglowej S.A. zagrożenie tąpaniami występuje w 9 z 11 czynnych kopalń.

Poważny problem związany z oddziaływaniem wstrząsów na powierzchnię, w latach 2004 – 2006, wystąpił w mieście Rydułtowy i związany był z eksploatacją KWK Rydułtowy-Anna pod jego centrum. Prowadzonej eksploatacji towarzyszyła duża aktywność sejsmiczna w zakresie wstrząsów o energiach 10^6 - 10^8 J. Duży oddźwięk społeczny spowodowany odczuwalnością tych wstrząsów przez mieszkańców i przyjmowane wówczas kryteria oddziaływania wstrząsów na powierzchnię terenu praktycznie uniemożliwiały kopalni planowe kontynuowanie eksploatacji. Sytuacja ta skłoniła Kompanię Węglową S.A. do podjęcia szeregu działań mającym na celu ograniczenie występującej aktywności sejsmicznej.

Do 2006 roku intensywność drgań wywołanych wstrząsami górniczymi próbowano opisywać skalami adaptowanymi z obserwacji trzęsień ziemi [3, 9] (powszechnie stosowana była skala MSK-64). Wstrząsy wywoływane robotami górniczymi w podziemnych kopalniach węglowych istotnie jednak różnią się charakterystyką drgań od klasycznych trzęsień ziemi (nawet tych słabych) i dlatego skale makrosejsmiczne dedykowane trzęsieniom słabo korelują się ze skutkami drgań obserwowanymi po wstrząsach górniczych.

W 2006 roku Kompania Węglowa S.A. podjęła działania o charakterze badawczym, pionierskie w skali górnictwa węgla kamiennego, które uwieńczone zostały opracowaniem w 2007 roku przez Główny Instytut Górnictwa – we współpracy z KW S.A. – „Górniczej skali intensywności drgań GSI-GZW_{KW} do oceny skutków oddziaływania wstrząsów indukowanych eksploatacją złóż węgla kamiennego w zakładach górniczych Kompanii Węglowej S.A. na obiekty budowlane i na ludzi” [4, 14].

2. ODDZIAŁYWANIA WSTRZĄSÓW NA POWIERZCHNIĘ TERNU I ICH SKUTKI W UJĘCIU GÓRNICZEJ SKALI INTENSYWNOŚCI DRGAŃ GSI_{GZWKW}-2012

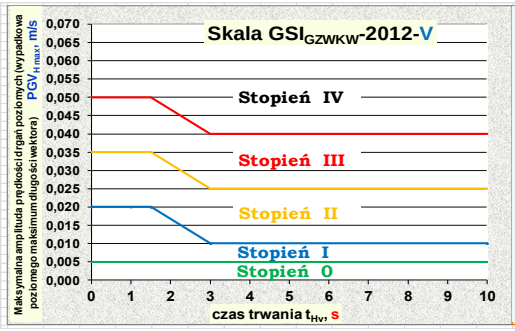
Górnicza skala intensywności drgań GSI_{GZWKW}-2012 jest empiryczno-pomiarową skalą makrosejsmiczną służącą do oceny intensywności oddziaływań wstrząsów górniczych na budynki, infrastrukturę techniczną i na ludzi. Obecna wersja skali jest wynikiem przeprowadzonej w 2012 r. weryfikacji [15] poprzedniej wersji skali (z roku 2007) [4, 14], na podstawie wyników pomiarów zjawisk sejsmicznych i obserwacji ich skutków w obiektach budowlanych, położonych w rejonach prowadzenia obserwacji sejsmometrycznych, w obszarach działania podziemnych zakładów górniczych Kompanii Węglowej S.A. [1]. Skala GSI_{GZWKW}-2012, jako skala empiryczno-pomiarowa, bazuje na pomiarach i obserwacjach zrealizowanych na terenach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego.

Wieloletnie badania, pomiary i obserwacje pozwoliły na sformułowanie tezy, że amplituda prędkości drgań, przy dodatkowym uwzględnieniu czasu ich trwania, dobrze koreluje ze skutkami drgań obserwowanymi w obiektach budowlanych na powierzchni terenu [4, 14, 15]. Odkształcenia i naprężenia występujące podczas wstrząsu w poszczególnych elementach

budynku są proporcjonalne do amplitudy prędkości drgań, która w połączeniu z czasem trwania drgań, stanowi o ich intensywności.

Drugim parametrem, przy pomocy którego można opisać intensywność drgań, jest amplituda przyspieszenia drgań poziomych gruntu, w paśmie częstotliwości do 10 Hz. Trzeba jednak pamiętać, że skala przyśpieszeniowa GSI_{GZWKW}-2012-A (rys. 2) charakteryzuje się gorszą korelacją danych pomiarowych i makrosejsmicznych niż skala prędkościowa GSI_{GZWKW}-2012-V i dlatego powinna być stosowana, jako skala pomocnicza (dla archiwalnych danych pomiarowych i wykonanych wcześniej prognoz opartych na maksymalnych amplitudach przyspieszenia drgań w paśmie do 10 Hz).

Skala GSI_{GZWKW}-2012 wyróżnia 5 stopni intensywności drgań.



Rys. 1. Stopnie intensywności skali GSI_{GZWKW}-2012-V [15]



Rys. 2. Stopnie intensywności skali GSI_{GZWKW}-2012-A [15]

Górnicza Skala Intensywności GSI_{GZWKW}-2012 pozwala na przybliżoną ocenę wpływu oddziaływania wstrząsów górniczych na budynki, w zakresie od drgań nieszkodliwych, przez drgania powodujące uszkodzenie elementów wykończeniowych, aż do wystąpienia uszkodzeń w elementach konstrukcyjnych. Skala odnosi się do budynków w dobrym i w złym stanie technicznym, o konstrukcji: tradycyjnej, murowej, szkieletowo-murowej, szkieletowej, wielkoblokowej, wielkopłytowej, o wysokości do 12-tu kondygnacji.

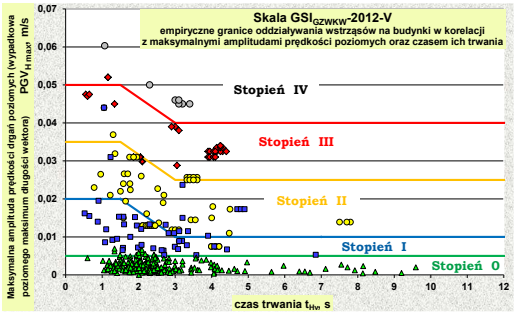
Każdemu stopniowi intensywności drgań zostały przypisane określone skutki w obiektach budowlanych, w formie opisowej, odrębnie dla budynków w dobrym i w złym stanie technicznym lub o dużym naturalnym zużyciu. W opisach tych rozróżnia się skutki w rozbiciu na elementy konstrukcyjne i niekonstrukcyjne. Przekroczenie granicy stopnia szkodliwości określonego przez skalę GSI_{GZWKW}-2012 oznacza, że opisane skutki mogą, lecz nie muszą wystąpić. [4, 15].

Tabela 1. Skutki drgań o określonych stopniach intensywności wg Skali GSI_{GZWKW}-2012 [15].

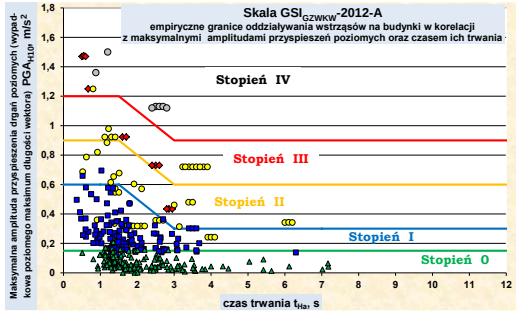
Stopnie intensywności	Skutki wstrząsu	
	budynki w dobrym stanie technicznym	budynki w złym stanie technicznym
0	Drgania całkowicie nieszkodliwe dla wszystkich elementów konstrukcyjnych oraz niekonstrukcyjnych budynków. Drgania nie powodujące powiększania się uszkodzeń istniejących w budynkach.	Drgania całkowicie nieszkodliwe dla wszystkich elementów konstrukcyjnych oraz niekonstrukcyjnych budynków. Drgania nie powodujące powiększania się uszkodzeń istniejących w budynkach.

Stopnie intensywności	Skutki wstrząsu	
	budynki w dobrym stanie technicznym	budynki w złym stanie technicznym
I	Drgania całkowicie nieszkodliwe dla wszystkich elementów konstrukcyjnych oraz niekonstrukcyjnych budynków.	Drgania całkowicie nieszkodliwe dla wszystkich elementów konstrukcyjnych. Drgania w górnym zakresie stopnia I, w pojedynczych przypadkach mogą powodować nieznaczne powiększanie się (przyrost), już istniejących w tych budynkach, uszkodzeń elementów niekonstrukcyjnych.
II	Drgania całkowicie nieszkodliwe dla wszystkich elementów konstrukcyjnych oraz nieuszkodzonych elementów niekonstrukcyjnych budynków. Drgania (w górnym zakresie stopnia II) w pojedynczych przypadkach mogą powodować nieznaczne powiększanie się (przyrost) już istniejących w budynkach uszkodzeń elementów niekonstrukcyjnych.	Drgania całkowicie nieszkodliwe dla wszystkich nieuszkodzonych elementów konstrukcyjnych. Drgania mogące powodować dalszą intensyfikację istniejących uszkodzeń elementów niekonstrukcyjnych. Drgania w górnym zakresie stopnia II, w pojedynczych przypadkach, mogą powodować pierwsze (nowe) uszkodzenia elementów (pojedynczych) niekonstrukcyjnych budynków. Drgania w górnym zakresie stopnia II, mogą powodować zwiększenie (przyrost) istniejących uszkodzeń konstrukcyjnych.
III	Drgania całkowicie nieszkodliwe dla wszystkich elementów konstrukcyjnych budynków. Drgania mogące powodować dalsze zwiększanie istniejących uszkodzeń elementów niekonstrukcyjnych - opisane w II stopniu intensywności. Drgania mogące powodować pierwsze uszkodzenia elementów niekonstrukcyjnych.	Drgania mogące powodować rozległe zwiększenie istniejących uszkodzeń elementów niekonstrukcyjnych - opisane w II stopniu intensywności. Drgania mogące powodować duże uszkodzenia elementów niekonstrukcyjnych budynków. Drgania mogące powodować pierwsze uszkodzenia elementów konstrukcyjnych budynków, nie stwarzające zagrożenia dla bezpieczeństwa budynków.
IV	Drgania mogące powodować znaczne uszkodzenia elementów niekonstrukcyjnych budynków. Drgania mogące powodować pierwsze uszkodzenia (pojedynczych) elementów konstrukcyjnych – ustroju nośnego lub usztywniającego budynków, nie zagrażające jednak stateczności całego ustroju nośnego budynku.	Drgania mogące powodować zniszczenia elementów niekonstrukcyjnych budynków. Drgania mogące powodować relatywnie duże uszkodzenia konstrukcyjne ustrojów nośnych i usztywniających budynków.

Przeprowadzona w ramach weryfikacji skali analiza kilkudziesięciu przypadków uszkodzeń budynków nie wykazała wpływu rozwiązań konstrukcyjnych (budynki tradycyjne i tradycyjne – ulepszone) na rodzaj uszkodzeń występujących w wyniku działania wstrząsów. Można przypuszczać, że wywołane wstrząsami parametry drgań gruntu były zbyt niskie aby mogły ujawnić się takie różnice (wskazane są dalsze obserwacje i badania). Nawet po najsilniejszych wstrząsach, o energiach rzędu $10^7 – 10^9$ J, obserwowano prawie wyłącznie uszkodzenia elementów niekonstrukcyjnych budynków w niespełna 5% populacji zabudowy [15].



Rys. 1. Skala GSI$_{GZWKW}$-2012-V – parametry drgań, a stwierdzone skutki w budynkach (wyniki weryfikacja z lat 2006-2012 [15]



Rys. 2. Skala GSI$_{GZWKW}$-2012-A – parametry drgań, a stwierdzone skutki w budynkach (wyniki weryfikacja z lat 2006-2012 [15]

Objaśnienia do rysunków 1 i 2:

- ▲ – *wstrząsy słabo zauważalne; - nieodczuwalne przez ludzi bądź słabo odczuwalne i nie wywołujące żadnych skutków w budynkach,*
- ■ – *wstrząsy odczuwalne; - silnie odczuwalne przez ludzi znajdujących się wewnątrz budynków na wyższych piętrach; - tylko sporadycznie powodujące powiększanie się istniejących uszkodzeń,*
- ● – *po wstrząsach wystąpiła intensyfikacja istniejących uszkodzeń; – silnie odczuwalne przez ludzi wewnątrz i na zewnątrz budynków; – powiększanie się istniejących wcześniej uszkodzeń elementów niekonstrukcyjnych,*
- ◆ – *po wstrząsach wystąpiły uszkodzenia niekonstrukcyjne; – silnie odczuwalne przez ludzi; – pierwsze uszkodzenia elementów niekonstrukcyjnych; – rozległe powiększenia istniejących wcześniej uszkodzeń elementów niekonstrukcyjnych,*
- ● – *po wstrząsach stwierdzono uszkodzenia konstrukcyjne; – bardzo silnie odczuwalne przez ludzi i wzbudzające przestrach; – uszkodzenia pojedynczych elementów konstrukcyjnych.*

Granice poszczególnych stopni intensywności wyznaczone w zweryfikowanej skali GSI$_{GZWKW}$-2012-V dają dużą gwarancję poprawnej korelacji stopnia intensywności z opisanymi dla niego skutkami po wstrząsach w budynkach. Ocena intensywności drgań, wykonywana przy użyciu skali GSI$_{GZWKW}$-2012-A (przyśpieszeniowej) jest mniej wiarygodna (zwłaszcza w odniesieniu do III stopnia intensywności). Pewność (prawdopodobieństwo), że nie wystąpią skutki (uszkodzenia) przypisane do wyższego stopnia intensywności drgań wynosi odpowiednio [15]:

dla skali GSI$_{GZWKW}$-2012-V
(analiza dla 390 wstrząsów o energii od 5E5 do 3E5 J)

- dla stopnia I – P = 98 %
- dla stopnia II – P = 79 %
- dla stopnia III – P = 94 %
- dla stopnia IV – P = 100 %

dla skali GSI$_{GZWKW}$-2012
(analiza dla 331 wstrząsów o energii o

- dla stopnia I – P =
- dla stopnia II – P =
- dla stopnia III – P =
- dla stopnia IV – P =

Pomimo wykazywanej na licznych przykładach lepszej korelacji parametru amplitudy prędkości drgań (wraz z czasem ich trwania) z obserwowanymi skutkami w budynkach to przy opracowywaniu planów ruchu nadal preferowany jest parametr przyśpieszenia. Jak widać stare

przyzwyczajenia wciąż jeszcze biorą górę nad wnioskami wynikającymi z opracowań naukowych i wieloletnie wyniki prowadzonych obserwacji.

Skala GSI_{GZWKW}-2012 jest skalą empiryczno-pomiarową opracowaną na podstawie danych jakie zdołano pomierzyć i zaobserwować. Jest skalą otwartą gdyż dotychczas na terenie Górnośląskiego Zagłębia Węglowego nie rejestrowano drgań powodujących duże uszkodzenia lub awarie ustrojów nośnych i usztywniających budynków nawet po najsilniejszych wstrząsach o energiach 10^8 J ÷ 10^9 J [17]. Teoretycznie skala GSI powinna być skalą 6-stopniową, obejmującą stopnie intensywności drgań od 0 do V (drgania odpowiadające V stopniowi intensywności mogą powodować duże uszkodzenia ustrojów nośnych i usztywniających budynków), co potwierdzają pomiary i obserwacje z terenów górniczych spoza obszaru Polski [yy], jak również opisy uszkodzeń budynków w rejonie miejscowości Nowe Bojszowy po wstrząsie zaistniałym w 1992 r. w ówczesnej kopalni „Czeczott" (brak pomiaru drgań gruntu w strefie stwierdzonych uszkodzeń). Odwołując się do nowej europejskiej górniczej skali intensywności sejsmicznej MSIIS-2015 – opracowanej w ramach międzynarodowego projektu COMEX [13] – można w przybliżeniu określić granice V stopnia intensywności drgań (rys. 7 i 8) i podać syntetyczny opis skutków oddziaływań drgań na budynki (tabela 2). Być może analizy wstrząsów z lat 2014-2015 o energiach 10^8 J ÷ 10^9 J z obszaru kopalń Wujek i Janina pozwolą na dokładniejsze wyznaczenie dolnej granicy stopnia V dla warunków GZW.

Tabela 2. Skutki oddziaływania drgań na budynki w hipotetycznym V stopniu skali GSI_{GZWKW} na podstawie skali MSIIS-15 [12]

Stopnie intensywności	Skutki wstrząsu	
	budynki w dobrym stanie technicznym	budynki w złym stanie technicznym
V	Drgania mogące powodować znaczne uszkodzenia wielu elementów niekonstrukcyjnych budynków do ich zniszczenia włącznie. Drgania mogące powodować uszkodzenia elementów nośnych i struktur usztywniających w wielu niewzmocnionych budynkach murowanych (np. pęknięcia w wielu ścianach budynku) – nie stanowiące zagrożenia dla stabilności całej konstrukcji nośnej budynku.	Drgania mogące powodować zniszczenia bardzo wielu elementów niekonstrukcyjnych budynków. Drgania mogące powodować bardzo duże uszkodzenia konstrukcyjne ustrojów nośnych i usztywniających budynków – nie zagrażające jednak całej konstrukcji nośnej. Zniszczenia pojedynczych, najbardziej wytężonych elementów konstrukcyjnych.

3. WYKORZYSTYWANIE SKALI GSI_{GZWKW}-2012 W PRAKTYCE RUCHOWEJ KOPALŃ

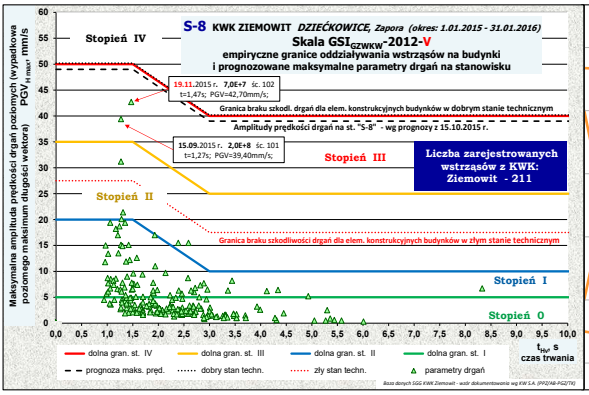
Ocena oddziaływania wstrząsów na powierzchnię terenu dokonywana jest z wykorzystaniem:

- powierzchniowych systemów obserwacji sejsmometrycznych do rejestracji parametrów drgań gruntu umożliwiających określenie zasięgu oddziaływania z podziałem na poszczególne stopnie intensywności skali GSI_{GZWKW}-2012,
- wyników oględzin zgłoszonych po wstrząsie uszkodzeń w budynkach i infrastrukturze technicznej,

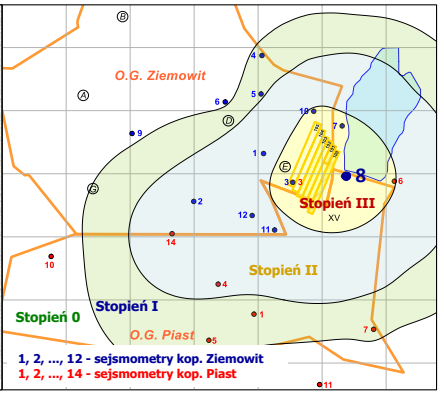
- analiz związku przyczynowo – skutkowego (analiza wielkości i zasięgu parametrów drgań, przy uwzględnieniu pozostałych oddziaływań górniczych oraz wyników przeprowadzonych oględzin uszkodzonych obiektów).

Wyniki zarejestrowanych na danym stanowisku parametrów drgań nanoszone są na wykresy, których „podkładem" są empirycznie wyznaczone granice oddziaływania wstrząsów na budynki (skala GSI), maksymalne prognozowane parametry drgań na stanowisku pomiarowym i zaznaczone granice braku szkodliwości drgań dla elementów konstrukcyjnych – oddzielnie dla budynków w dobrym i złym stanie technicznym (rys.5).

Istota prognozowania oddziaływań sejsmicznych dla projektowanej lub prowadzonej eksploatacji górniczej polega na określeniu rozkładów wartości parametrów drgań gruntu, jakie mogą być wywołane przez wstrząsy górotworu prognozowane dla określonej eksploatacji. Wyliczone rozkłady wartości parametrów drgań gruntu stanowią podstawę do sporządzenia rozkładów intensywności drgań, które na mapach powierzchni terenu nanoszone są jako izolinie prognozowanych stopni intensywności drgań – zgodnie z kwalifikacją skali GSI_{GZWKW}-2012 (rys. 6). Znajomość zasięgu poszczególnych stopni intensywności drgań przed rozpoczęciem eksploatacji ma podstawowe znaczenie dla podejmowania wyprzedzających działań mających na celu zapewnienie przez zakład górniczy należytej ochrony powierzchni terenu, a w szczególności bezpieczeństwa obiektów budowlanych i bezpieczeństwa ich użytkowników.



Rys. 5. Wyniki rejestracji prędkości drgań gruntu na powierzchni (PGV_{Hmax})



Rys.6. Mapa prognozowanych intensywności drgań dla na stanowisku S-8 KWK Ziemowit (Dziećkowice - Zapora) eksploatacji w KWK Ziemowit

Kompania Węglowa S.A. rozpoczęła stosowanie skalo GSI_{GZWKW} od 2006 r. w kopalniach rybnickich. W kolejnych latach rozszerzono jej stosowanie na pozostałe kopalnie. Sukcesywnie rozbudowywano sieci nowoczesnych systemów obserwacji sejsmometrycznych obejmujących aktualnie wszystkie aktywne sejsmicznie rejony eksploatacji kopalń KW S.A. – sumarycznie jest to największa sieć sejsmometryczna w Polsce.

Analizy wieloletnich materiałów obserwacyjnych i doświadczenia uzyskane w okresie stosowania skali wskazują na potrzebę, a w zasadzie na konieczność, standaryzacji wielu pojęć, definicji i sposobu dokumentowania zjawiska wstrząsów i jego skutków. Wszystkie środowiska zajmujące się problematyką oddziaływań wstrząsów górniczych na budynki, infrastrukturę techniczną i na ludzi (kopalnie, nadzór górniczy, jednostki naukowo-badawcze, projektanci i eksperci budowlani, inwestorzy, biegli sądowi) powinny posługiwać się jednolitą

terminologią. Bez spełnienia tego warunku nie będzie możliwym obiektywne ustalenie poziomu istotności wpływów wstrząsów górniczych na obiekty powierzchniowe i na ludzi.
W dalszej części artykułu autorzy przedstawiają propozycje definicji pojęć i zasad standaryzacji dokumentowania skutków wstrząsów na powierzchni terenu będące wynikiem analiz dotychczasowych obserwacji i nowych wymagań zawartych w przepisach prawa geologicznego i górniczego, w zakresie ochrony obiektów budowlanych.

3.1. Zagadnienie ochrony obiektów budowlanych przed wstrząsami w przepisach prawa geologicznego i górniczego

Przepisy prawa geologicznego i górniczego (ustawy z dnia 9 czerwca 2011 r. i rozporządzeń wykonawczych wydanych na jej podstawie) nakładają na przedsiębiorcę obowiązek prowadzenia i projektowania ruchu zakładu górniczego w sposób zapewniający należytą ochronę powierzchni terenu, w szczególności bezpieczeństwo obiektów budowlanych i bezpieczeństwo ich użytkowników.
Ustawa wymaga aby plan ruchu zakładu górniczego określał szczegółowo przedsięwzięcia niezbędne w celu zapewnienia bezpieczeństwa powszechnego, ochrony obiektów budowlanych, zapobiegania szkodom i ich naprawy (art. 108). Przedsiębiorca ma obowiązek rozpoznawania zagrożeń związanych z ruchem zakładu górniczego i podejmowania środków zmierzających do zapobiegania i usuwania tych zagrożeń (art. 117). Zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 16 lutego 2012 r. *w sprawie planów ruchu zakładów górniczych* w planie ruchu dla podziemnego zakładu górniczego należy przedstawić zamierzenia w zakresie zapobiegania i ograniczania szkód wyrządzonych ruchem zakładu górniczego. W zakresie oddziaływań wstrząsów górniczych, obowiązują następujące wymagania:

- sporządzenie zestawienia obiektów budowlanych oraz infrastruktury technicznej o kategorii odporności równej lub niższej od kategorii terenu górniczego w zasięgu wpływów projektowanej eksploatacji, z uwzględnieniem odporności dynamicznej na wstrząsy górnicze,
- wykonanie prognozy:
  - drgań gruntu,
  - szkód w obiektach budowlanych oraz w infrastrukturze technicznej,
- określenie sposobu przeciwdziałania i usuwania skutków projektowanej eksploatacji, ze szczególnym uwzględnieniem ochrony: powierzchni ziemi, sieci hydrograficznej, obiektów budowlanych oraz infrastruktury technicznej.

Na mapie sytuacyjno-wysokościowej powierzchni wymagane jest przedstawienie sytuacji i zagospodarowania powierzchni w granicach terenu górniczego, z naniesieniem m.in.:

- sejsmicznej prognozy drgań gruntu,
- miejsc lokalizacji stanowisk do pomiaru drgań gruntu,
- obiektów o równej lub niższej odporności dynamicznej od prognozowanych drgań gruntu (wartości przyśpieszeń drgań lub prędkości).

W porównaniu do poprzednio obowiązujących przepisów dotyczących planu ruchu obecne zdecydowanie mocniej akcentują problem oddziaływań na obiekty budowlane wstrząsów podziemnych indukowanych działalnością górniczą. Zagadnienie odporności dynamicznej obiektów budowlanych, z uwagi na te nowe wymagania przepisów, rodzi obecnie chyba najwięcej pytań i kontrowersji w praktyce ruchowej zakładów górniczych.

3.2. Standaryzacja w zakresie dokumentowania parametrów oddziaływania wstrząsów i skutków w zabudowie.

Analiza zjawiska jest możliwa tylko w oparciu o zgromadzone dane na temat: momentu wystąpienia wstrząsu, położenia ogniska wstrząsu, lokalizacji obiektów w których zgłoszono uszkodzenia, konstrukcji obiektu, parametrów drgań zarejestrowanych na powierzchni terenu, szczegółowy opis stwierdzonych uszkodzeń

Dane powinny być gromadzone w sposób odpowiednio usystematyzowany, z zastosowaniem ujednoliconych pojęć opisujących skutki odnotowywane w obiektach budowlanych, zgodnych ze słownikiem zamieszczonym w *Zasadach stosowania* zweryfikowanej „Górniczej skali intensywności drgań GSI_{GZWKW}–2012 do oceny i prognozy oddziaływania wstrząsów indukowanych eksploatacją złóż węgla kamiennego w zakładach górniczych Kompanii Węglowej S.A. na budynki, infrastrukturę techniczną i na ludzi" [15] (zestawienie definicji podstawowych pojęć załączono w punkcie 5. SUPLEMENT).

Dotychczasowa praktyka pokazuje, że służby techniczne kopalń nie zawsze przywiązują należytą wagę do właściwego dokumentowania wstrząsów, co później utrudnia prawidłową interpretację i analizę zjawiska, przeprowadzaną chociażby w celu zbadania związku przyczynowego pomiędzy wstrząsem, a zgłaszanymi przypadkami uszkodzeń obiektów powierzchniowych.

Skala GSI jest instrumentem nowym, wciąż jeszcze wymagającym kolejnych weryfikacji. Weryfikacje możliwe są tylko w oparciu o zbierane na bieżąco dane pomiarowe i opisy skutków wstrząsów. Jakość zgromadzonych danych wpłynie na wynik przyszłej weryfikacji skali, a tym samym na wiarygodność skali. Stąd należy zadbać by we wszystkich kopalniach obowiązywał jednolity sposób gromadzenia danych, zaś dane opisowe były tworzone przy użyciu jednakowo przez wszystkich rozumianych pojęć. Dziś zdarza się, że to samo uszkodzenie raz opisywane jest na przykład jako spękanie tynku, innym razem jako spękanie ściany, w dodatku bez zaznaczenia czy dotyczy to ściany konstrukcyjnej, czy działowej (co w skali GSI ma zasadnicze znaczenie przy kwalifikacji wstrząsu z uwagi na jego skutki).

Należy w tym miejscu zwrócić uwagę na pewien istotny aspekt. Otóż służby kopalniane nie są ukierunkowane na naukowe podejście do zjawiska wstrząsów. Ich zadaniem jest ustalanie czy zgłaszane uszkodzenia obiektów budowlanych mogą mieć związek przyczynowy z ruchem zakładu górniczego, który to związek przesądza o odpowiedzialności przedsiębiorcy za następstwa prowadzonej przezeń działalności górniczej. W tym przypadku rozróżnienie czy zarysowania lub pęknięcia powstały w elementach konstrukcyjnych, czy w elementach wykończeniowych, ma znaczenie drugorzędne, jedne i drugie są bowiem szkodą w rozumieniu przepisów prawa, którą będzie należało naprawić, o ile zostanie potwierdzony związek między tą szkodą, a ruchem zakładu górniczego.

Pomimo tego autorzy uważają, że przy zachowaniu pewnej staranności i przy niewielkim dodatkowym nakładzie pracy ze strony służb kopalnianych możliwym jest gromadzenie danych w sposób, który umożliwi ich wykorzystanie w celach badawczych, dla lepszego rozpoznania zjawiska oddziaływań dynamicznych na obiekty budowlane i dla doskonalenia skali GSI.

Określenie rzeczywistych skutków wstrząsów górniczych, które wystąpiły w budynkach, jest zadaniem trudnym. Skutki od wstrząsów górniczych nakładają się zazwyczaj na uszkodzenia obiektów będące efektem oddziaływania górniczego w postaci deformacji podłoża, a w wielu przypadkach także różnych czynników pozagórniczych (np.: atmosferycznych, hydrogeologicznych, błędów w sztuce budowlanej, itd.). Z powyższych względów istotną rzeczą jest ustalenie zakresu i sposobu obserwacji obiektów budowlanych na terenach

sejsmiczności górniczej, umożliwiających właściwą identyfikację skutków drgań podłoża w obiekcie budowlanym.
Określenie rzeczywistych skutków wstrząsów górniczych, po wykazaniu związku przyczynowo – skutkowego pomiędzy wstrząsem a szkodą, jest niezbędne dla ustalenia odpowiedzialności przedsiębiorcy i określenia sposobu usunięcia powstałej szkody.
Dodatkowym celem obserwacji skutków wstrząsów górniczych w budynkach usytuowanych na terenach górniczych kopalń należących do Kompanii Węglowej S.A. jest stworzenie podstaw empirycznych do dalszej weryfikacji i aktualizacji skali GSI_{GZWKW}-2012. Podstawą taką powinien być odpowiednio liczny zbiór danych empirycznych, tworzony wg jednolitych zasad, wiernie odwzorowujący rzeczywisty zakres uszkodzeń powstających w budynkach w wyniku drgań o znanej intensywności, I_{GSI}. Ilość przypadków wstrząsów i gromadzonych przez kopalnie danych jest na tyle duża, że nawet po wyeliminowaniu danych wątpliwych, do wykorzystania w celach stricte badawczych pozostanie bogaty zasób usystematyzowanych informacji.
Z myślą optymalnego spożytkowania wyników wizji lokalnych, wykonywanych w budynkach bezpośrednio po wystąpieniu wstrząsów górniczych, określono i doprecyzowano, w trakcie analiz wykonywanych w 2015 roku, niezbędny zasób informacji, który winien być ~~z~~gromadzony, niezależnie od szczegółowego opisu powstałych w wyniku wstrząsu uszkodzeń. Zasób ten obejmuje dane charakteryzujące objęty przeglądem obiekt budowlany oraz dane dotyczące wpływów górniczych, które oddziaływały na rozpatrywany obiekt. Dla ujednolicenia nazewnictwa i możliwości bezpośredniego wykorzystania informacji o budynkach, zinwentaryzowanych pod kątem oceny ich odporności na deformacje ciągłe podłoża, dla opisu charakterystycznych cech budynku zastosowano podział i nazewnictwo identyczne, jak stosowane jest w metodzie punktowej oceny odporności statycznej budynków [10].
Do dokumentowania skutków wstrząsów w obiektach budowlanych służy zestaw tabel podzielony na trzy grupy:

Tabela 3.0. Zgłoszenie szkody – zawierająca jeden arkusz
Tabela 3.1. Informacja o budynku – zawierająca pięć arkuszy (3.1.1. – 3.1.5.)
Tabela 3.2. Informacja o uszkodzeniach budynku – zawierająca trzy arkusze (3.2.1. – 3.2.3.)

Tabela 3.0. Zgłoszenie szkody (KWK .....)

3.1.0.	Zgłoszenie uszkodzeń w budynku (obiekcie) - po wstrząsie w dniu __-__-____										
L.p.	Indywidualny numer identyfikacyjny budynku (lub nr wniosku - sprawy)	Data zgłoszenia	Data oględzin	Data wstrząsu, któremu przypisane są powstałe w budynku uszkodzenia	Liczba obiektów budowlanych, której dotyczy zgłoszenie pod numerem w kolumnie	UWAGI					
						Rodzaj obiektu	Czy budynek znajduje się pod wpływami deformacji ciągłych	Czy szkoda uznana	Jeśli szkoda uznana - to z uwagi na:		
									Uszkodzenia powstałe w wyniku wstrząsu	Uszkodzenia powstałe w wyniku deformacji ciągłych	Uszkodzenia powstałe w wyniku wstrząsu i deformacji ciągłych
								tak			
								nie	*Jeżeli TAK wpisać 1*	*Jeżeli TAK wpisać 1*	*Jeżeli TAK wpisać 1*
		dd-mm-rrr	dd-mm-rrr	dd-mm-rrr	*"1"*		tak / nie		*Jeżeli NIE wpisać 0*	*Jeżeli NIE wpisać 0*	*Jeżeli NIE wpisać 0*
0	*1*	*2*	*3*	*4*	*5*	*6*	*7*	*8*	*9*	*10*	*11*
1	70/20	__-__-____	__-__-____	__-__-____	1	budynek mieszkalny		nie			

Tab. 3.1. **Tabela 3.1. Informacja o budynku**

3.1.1. Lokalizacja budynku

L.p.	Indywidualny numer identyfikacyjny budynku (lub nr wniosku - sprawy)	Adres budynku: miejscowość	Adres budynku: ulica	Adres budynku: numer domu	Rodzaj obiektu	pkt*	Współrzędne X	Współrzędne Y	Teren górniczy kopalni
					budynek mieszkalny	0			
					zabudowania gospodarcze (komórki, chlewy, stodoły)	-12			
					zabud. przezn. na czasowy pobyt ludzi (warsztaty, magazyny, garaże)	-6			
					budynek użyteczności publicznej (stale lub czasowe przeb. dużych grup ludzi)	12			
					budynki o wrażliwym na wpływy eksploatacji wykończeniu lub wyposażeniu (np. muzea, zabytki)	6			
0	*1*	*2*	*3*	*4*	*5*	*6*	*7*	*8*	*9*
1	70/20	……	……	18	budynek mieszkalny	0	40 410	29 610	……

pkt* *- zgodnie z metoda punktową oceny odporności budynków [10]*

3.1.2. Geometria budynku

Indywidualny numer identyfikacyjny budynku (lub nr wniosku - sprawy)	długość	pkt*	szerokość	kształt bryły budynku	pkt*	posadowienie budynku	pkt*	podłoże budynku	pkt*	liczba kondygnacji nadziemnych	wysokość kondygnacji
	do 10	*2*		*rzut prosty, bryła zwarta*	*0*	*na stałym poziomie*	*0*	*grunty nieskaliste z wyjątkiem gruntów kamienistych*	*0*		
	do 15	*4*		*rzut prosty, bryła wydłużona*	*2*						
	do 20	*7*		*rzut słabo rozczłonkowany, bryła zwarta*	*4*	*zmienny poziom posadowienia*	*5*	*grunty nasypowe*	*4*		
	do 30	*15*		*rzut słabo rozczłonkowany, bryła wydłużona*	*6*			*warstwa amortyzacyjna*	*6*		
	do 50	*25*		*rzut silnie rozczłonkowany, bryła zwarta*	*8*	*posadowienie z niepodpiwniczoną bramą przejazdową*	*8*	*grunty nieskaliste kamieniste i skaliste z wyj. skały litej i słabo spękanej*	*10*		
	do 100	*50*		*rzut silnie rozczłonkowany, bryła wydłużona*	*10*						
	[m]		[m]								[m]
1'	*10*	*11*	*12*	*13*	*14*	*15*	*16*	*17*	*18*	*19*	*20*
70/20	14	4	13,5	*rzut słabo rozczłonkowany, bryła zwarta*	4	*na stałym poziomie*	0	*grunty nieskaliste z wyjątkiem gruntów kamienistych*	0	2	2,7

3.1.3. Konstrukcja budynku

Indywidualny numer identyfikacyjny budynku (lub nr wniosku - sprawy)	*fundamenty*	pkt*	ściany piwnic	pkt*	strop najniższej kondygnacji (lub nad piwnicą)	pkt*	nadproża	pkt*	inne elementy konstrukcyjne	pkt*	ściany kondyg. nadziemnych	stropy kondygnacji nadziemnych	dach
	żelbetowe	*0*	betonowe	*0*	*żelb., Akermana, DMS, DZ z wień. żelb.*	*0*	*belkowe*	*0*	*łuki w ścianach konstrukcyjnych o rozp.*	*4*	betonowe	*żelb., Akermana, DMS, DZ z wień. żelb.*	
	betonowe	*2*	*murowane z cegły,*	*1*	*bet. lub żelb. płaski na dźwig. stal., Kleina*	*1*	*ceglane płaskie*	*2*	*L>1,5 m (bez ściągów) przy fL>1/5*		*murowane z cegły,*	*bet. lub żelb. płaski na dźwig. stal., Kleina*	
	murowane z cegły	*3*	*bloczi. lub pust. bet.*		*strop odcinkowy na dźwig. stal. przy fL>1/10*	*2*	*łukowe przy fL>1/5*	*3*	*łuki w ścianach konstrukcyjnych o rozp.*	*8*	*bloczi. lub pust. bet.*	*strop odcinkowy na dźwig. stal. przy fL>1/10*	
	kamienne	*4*	*murowane z kamienia, pustaków żelb. lub PGS*	*3*	*strop odcinkowy na dźwig. stal. przy fL<1/10*	*4*	*łukowe przy fL<1/5*	*5*	*L>1,5 m (bez ściągów) przy fL<1/5*		*murowane z kamienia, pustaków żelb. lub PGS*	*strop odcinkowy na dźwig. stal. przy fL<1/10*	
					drewniany belkowy	*3*			*zróżnicowana wysokość budynku*	*2*		*drewniany belkowy*	
					sklepienia bez ściągów przy fL>1/3	*4*			*zróżnicowany poziom nasypów*	*3*		*sklepienia bez ściągów przy fL>1/3*	
					sklepienia bez ściągów przy fL<1/5	*8*						*sklepienia bez ściągów przy fL<1/5*	
1"	*21*	*22*	*23*	*24*	*25*	*26*	*27*	*28*	*29*	*30*	*31*	*32*	*33*
70/20	*żelbetowe*	0	betonowe	0	żelbetowe płaskie	1	belkowe	0	zróżnicowana wysokość dachów	2	murowane z cegły	żelbetowe płaskie	konstrukcja drewniana

3.1.4. Zabezpieczenia budynku przed wpływami górniczymi

Indywidualny numer identyfikacyjny budynku (lub nr wniosku - sprawy)	przed wpływami wstrząsów: założone a_p przysp. projektowe	przed wpływami wstrząsów: założony stopień intensywności według skali GSK_{ZOWSK}-2012	przed wpływami wstrząsów: *rodzaj zabezpieczeń* *(opis)*	przed wpływem deformacji podłoża: założona kategoria terenu	przed wpływem deformacji podłoża: *rodzaj zabezpieczeń*	pkt*
					budynek zabezpieczony w poziomie fundamentów i wszystkich stropów	*0*
					budynek zabezpieczony w poziomie fundamentów i niektórych stropów	*2*
					budynek zabezpieczony w poziomie wszystkich stropów	*8*
					budynek zabezpieczony w poziomie niektórych stropów	*10*
					zabezpieczenie fragmentaryczne	*12*
					brak zabezpieczenia	*15*
1'"	*34*	*35*	*36*	*37*	*38*	*39*
	[mm/s^2]	I_{GST}-V				
70/20			brak		budynek zabezpieczony w poziomie fundamentów i wszystkich stropów	0

3.1.5. Stan techniczny budynku

stopień naturalnego zużycia	pkt*	uszkodzenia konstrukcyjne przed wystąpieniem wstrząsu	pkt*	ogólny stan techniczny	pkt*
		brak uszkodzeń	*0*	*dobry*	*0*
		zarysowania o rozwartości do 1 mm	*2*	*zadawalający*	*1*
(np. określony w % względnie opisowo)		*pęknięcia o rozwartości do 5 mm*	*5*	*średni*	*2*
		pęknięcia o rozwarciu do 15 mm lub wychylenia od pionu < 25 mm/m	*8*	***nieodpowiedni****	*3*
		pęknięcia o rozwarciu do 15 mm z przemieszczeniem lub wychylenia od pionu > 25 mm/m	*12*	***zły****	*5*
40		*41*	*42*	*43*	*44*
15%		brak	0	dobry	0

Tab. 3.2. **Tabela 3.2. Informacja o uszkodzeniach budynku**

3.2.1. Uszkodzenia budynku powstałe w wyniku wstrząsu

L.p.	Indywidualny numer identyfikacyjny budynku (lub nr wniosku - sprawy)	Elementy niekonstrukcyjne *: powiększenie się uszkodzeń istniejących (opis)	Elementy niekonstrukcyjne *: pierwsze nowe uszkodzenia (opis)	Elementy niekonstrukcyjne *: uszkodzenia duże ** *powstałe zarówno w wyniku powiększenia się uszkodzeń istniejących, jak również powstałe jako nowe* (opis)	Elementy niekonstrukcyjne *: zniszczenia elementów (jakich - ilu - opis)	Elementy konstrukcyjne *: powiększenie się uszkodzeń istniejących (opis)	Elementy konstrukcyjne *: pierwsze nowe uszkodzenia (opis)	Elementy konstrukcyjne *: uszkodzenia duże ** *powstałe zarówno w wyniku powiększenia się uszkodzeń istniejących, jak również powstałe jako nowe* (opis)	Elementy konstrukcyjne *: zniszczenia elementów (jakich - ilu - opis)	stan techniczny budynku przed wstrząsem	Stopień uszkodzeń wg skali GSK_{ZOWSK}-2012
0	*1*	*2*	*3*	*4*	*5*	*6*	*7*	*8*	*9*	*10*	*11*
1	70/20	brak	brak	brak	brak	brak	brak	brak	brak	dobry	0

3.2.2.	Oddziaływania wstrząsów na budynek																											
Indywidualny numer identyfikacyjny budynku (lub nr wniosku - sprawy)	data wstrząsu	godzina minuta (sek.)	energia wstrząsu	Współrzędne budynku (obiektu)		Współrzędne ogniska (epicentrum) wstrząsu			Dane stanowiska najbliższego od analizowanego budynku				Odległości			Parametry drgań zarejestrowane na najbliżej położonym od budynku stanowisku sejsmometrycznym *)						Parametry wstrząsu wyliczone dla współrzędnych budynku**), w którym wystąpiły uszkodzenia po wstrząsie					
									Nr stanowiska	Współrzędne						PGV$_{limax}$	t_{Hv}	IGSI-V	PGA$_{H10}$	t_{Ha}	IGSI-A	PGV$_{limax}$	t_{Hv}	IGSI-V	PGA$_{H10}$	t_{Ha}	IGSI-A
				X_b	Y_b	X_w	Y_w	Z_w		X_s	Y_s	Z_s	r_{e-b}	r_{b-s}	r_{e-s}												
			[J]										[km]	[km]	[km]	[mm/s]	[s]	[stop.]	[mm/s^2]	[s]	[stop.]	[mm/s]	[s]	[stop.]	[mm/s^2]	[s]	[stop.]
1'	*12*	*13*	*14*	*15*	*16*	*17*	*18*	*19*	*20*	*21*	*22*	*23*	*24*	*25*	*26*	*27*	*28*	*29*	*30*	*31*	*32*	*33*	*34*	*35*	*36*	*37*	*38*
70/20	_-_-___	05:07:59	1,10E+07	40 410	29 610	38 857	30 625	-435	5	40 530	30 865	297	1,855	1,261	1,690	7,60	2,31	1	220,90	1,47	1	2,61	3,267	0	44,74	3,267	0

3.2.3.	Deformacja podłoża budynku przed wystąpieniem wstrząsu, kategoria terenu górniczego, odporności statyczna i dynamiczna obiektu, stopień uszkodzeń w wyniku wstrząsu																				
Indywidualny numer identyfikacyjny budynku (lub nr wniosku - sprawy)	Stan deformacji podłoża budynku przed wystąpieniem wstrząsu					Tablica kwalifikacyjna metody punktowej			Kat. odp. budynku (owil) wg. obkzcn - eksperyz lub przyjęto z nast. punkt.	Odporność obiektu (D_o) a deformacja terenu (D)		Stan techniczny budynku przed wstrząsem	Odporność dynam. bud. (z plan. ruchu) w odnies. do skali GSI$_{CZWKW}$-2012		Oddziaływanie wstrząsu na budynek		Stop. uszkodzeń wg skali GSI-2012	UWAGI DODATKOWE, ANALIZY, PRZELICZENIA itd.	
	w	T	ε	R	Kat. terenu górniczego	Suma punkt.	ε_{p1} [mm/m]	Kat. odp. budynku		$D_o \neq D$			IGSI-V lub PGV	IGSI-A lub PGA	W miejscu lokal. bud. IGSI-V	IGSI-A		Odporność dynam. (OD_o), a stop. uszkodz. obiektu (SZ_o) $OD_o \neq SZ_o$ I_{GSI}-V		
	[mm]	[mm/m]	[mm/m]	[km]	(D)	≥ 60	≤ 0,3	0	(D_B)	>	<		[stopień]	[stopień]	[stop.]	[stop.]	[stop.]	>	<	Analizy, przeliczenia, uwagi	Analizy, przeliczenia, uwagi
1"	*39*	*40*	*41*	*42*	*43*	*44*	*45*	*46*	*46a*	*47*	*48*	*49*	*50*	*51*	*52*	*53*	*54*	*55*	*56*	*57*	*58*
70/20	546	3,2	1,8	97,8	2	11		4	**4**	1	0	dobry			0	0	**0**				

Autorzy w pełni podzielają pogląd, że trudno przyjmować by obiekty o różnych konstrukcji i różnej charakterystyce dynamicznej identycznie reagowały na obciążenia dynamiczne i posiadały tę samą odporność dynamiczną [18]. Z tego też względu proponują usystematyzowanie sposobu opisywania obserwowanych skutków wstrząsów tak aby możliwym było, w oparciu o odpowiednio duży zbiór danych, ustalenie zależności pomiędzy odpornością dynamiczną obiektu budowlanego, a jego cechami konstrukcyjnymi. Znajomość takiej zależności pozwoli na wypracowanie metody przeprowadzania szybkiej, a zarazem wiarygodnej, oceny odporności dynamicznych dużych populacji obiektów, czego wymagają przepisy dotyczące sporządzania planów ruchu zakładów górniczych

3.3. Standaryzacja terminologii stosowanej w opisie zjawiska wstrząsów górniczych.

Obok potrzeby wdrożenia standardu dokumentowania wstrząsów i ich skutków równie ważnym jest ujednolicenie pojęć odnoszących się do problematyki wstrząsów a występujących w przepisach prawa.

Standaryzację terminologii należałoby rozpocząć od zdefiniowania jednego z podstawowych pojęć jakim jest odporność dynamiczna obiektów budowlanych.

Rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 16 lutego 2012 r. *w sprawie planów ruchu zakładów górniczych* wprowadza termin (pojęcie) „odporności dynamicznej", nie definiują go ani nie podając odwołania do jego jednoznacznego zdefiniowania.

W literaturze technicznej można znaleźć różne definicje odporności obiektu budowlanego na wpływy górnicze. Za sprawą *Wytycznych WUG w zakresie minimalnych wymogów treści planów ruchu podziemnych zakładów górniczych w aspekcie ochrony powierzchni* odporność obiektów na wpływ wstrząsów górniczych definiowana jest jako „zdolność do przeniesienia tych wstrząsów, przy zachowaniu bezpieczeństwa użytkowania obiektu, z możliwością powstania co najwyżej uszkodzeń elementów wykończeniowych i architektonicznych, niestwarzających zagrożenia dla bezpieczeństwa jego użytkowania. Miarą odporności obiektu na wpływ wstrząsów górniczych jest maksymalna wartość przyśpieszenia (prędkości) drgań poziomych przypowierzchniowej warstwy gruntu, która może wystąpić bez spowodowania zagrożenia bezpieczeństwa konstrukcji obiektu i jego bezpiecznego użytkowania" [19].

Cytowana definicja jest zaczerpnięta z Instrukcji nr 12 [5]- Zasady oceny możliwości prowadzenia podziemnej eksploatacji górniczej z uwagi na ochronę obiektów budowlanych - wydanej przez GIG w 2000 roku. Definicje i klasyfikacje dynamicznej odporności budynków

spotykane do ok. 2010 roku w literaturze dotyczącej obiektów budowlanych na terenach górniczych [7,11] opracowane zostały na podstawie badań prowadzonych w ubiegłym stuleciu. W pracach tych powszechnie odnoszono się do parametrów drgań wg skali MSK-64 [9], które adaptowane z trzęsień ziemi bardzo słabo korelowały ze skutkami obserwowanymi na powierzchni terenu po wstrząsach górniczych.

Liczne problem związany z oddziaływaniem wstrząsów górniczych na powierzchnię terenu spowodowały intensyfikację prac badawczych, w wyniku których w 2004 r. opracowano skalę GSI-2004 dla kopalń rud miedzi w LGOM, a w 2006 r. skalę GSI-GZW_{KW} dla rejonu kopalń rybnickich Kompanii Węglowej S.A. (w 2007 r. dla obszaru całej KW S.A.) [14].

Równocześnie z pracami nad skalą GSI-GZW_{KW} w kopalnia KW S.A. intensywnie rozwijano nowoczesne systemy obserwacji sejsmometrycznych. Jakość i liczebność dokonanych w ostatnich latach rejestracji parametrów drgań gruntu na powierzchni terenu wywołanych wstrząsami górniczymi jest nieporównywalnie wyższa od rejestracji prowadzonych na przełomie wieków.

Uwzględniając wyniki rejestrowanych parametrów drgań pochodzących od wstrząsów górniczych i poziom uszkodzeń w budynkach przy określonych parametrach drgań, T. Tatara zaproponował wprowadzenie czterech pojęć odporności dynamicznej, odnoszących się do skali GSI-2004-A [18].

Zdaniem autorów, skoro odporność dynamiczna obiektu budowlanego definiowana jest poprzez jego możliwe uszkodzenia pod wpływem drgań podłoża, a Górnicza Skala Intensywności Drgań GSI_{GZWKW}-2012 zawiera opisy uszkodzeń budynków przyporządkowane poszczególnym stopniom intensywności drgań, to należałoby kontynuować myśl T. Tatary w kierunku uszczegółowienia pojęcia odporności dynamicznej, w ścisłym powiązaniu go ze skalą GSI [2].

Mówiąc o odporności dynamicznej budynków należałoby zatem mieć na uwadze nie jedną granicę (wskazywaną dziś przez *Wytyczne WUG*), a kilka stanów i granic takiej odporności, w zależności od obserwowanych i opisanych w skali GSI skutków reakcji budynku na drgania o określonym stopniu intensywności. Wydaje się, że w świetle stosowanej już od kilku lat skali GSI, zbieranych na bieżąco danych o skutkach wstrząsów górniczych, zachodzą przesłanki do rozważenia innego niż obecnie zdefiniowania pojęcia „odporność dynamiczna budynku". Odwołując się do zaprezentowanych powyżej rozważań autorzy proponują przyjęcie następujących definicji:

Odporność dynamiczna budynku – zdolność do przenoszenia przez ustrój budynku drgań podłoża bez spowodowania utraty jego nośności i stateczności. Zdolność ta zmniejsza się wraz ze wzrostem intensywności drgań, od stanu odporności pełnej, poprzez kolejne stany: odporności częściowej (wysokiej, dostatecznej i warunkowej), aż do osiągnięcia stanu granicznej nośności konstrukcji budynku.

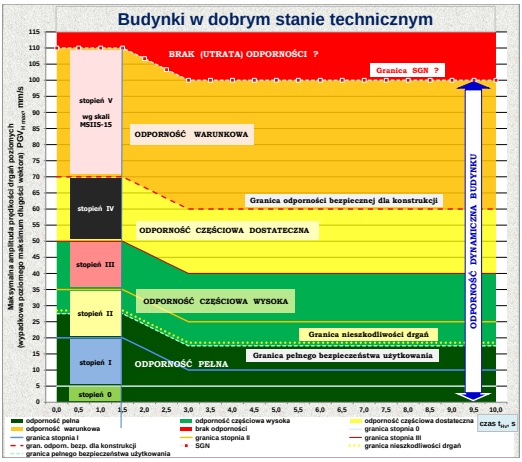
Stan odporności pełnej – stan, w którym w budynku nie pojawiają się żadne uszkodzenia wywołane wstrząsem.

Stan odporności częściowej wysokiej to stan, w którym po wstrząsie w budynku występują jedynie uszkodzenia elementów niekonstrukcyjnych.

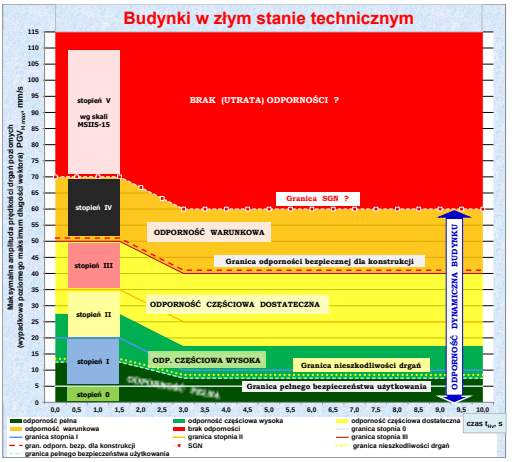
Stan odporności częściowej dostatecznej to stan, w którym występują uszkodzenia elementów niekonstrukcyjnych (nawet znaczne) i uszkodzenia elementów konstrukcyjnych budynku, nie stwarzające jeszcze zagrożenia dla nośności i stateczności ustroju budynku.

Stan odporności dynamicznej warunkowej to stan, w którym powstałe po wstrząsie uszkodzenia elementów konstrukcyjnych budynku rzutują na bezpieczeństwo konstrukcji budynku. Górną granicę tego stanu wyznacza stan granicznej nośności najsłabszego elementu konstrukcji.

Stan odporności dynamicznej warunkowej nie był dotychczas obserwowany w kopalniach Kompanii Węglowej S.A.
Przedziały odporności dynamicznej dla budynków w dobrym i złym stanie technicznym w odniesieniu do stopni intensywności skali GSI_{GZWKW}-2012-V i skali MSIIS-15 [12] przedstawiono na rysunkach 7 i 8.



Rys. 7. Stopnie intensywności skali GSI_{GZWKW}-2012-V, a przedziały odporności dynamicznej dla budynków w dobrym stanie technicznym



Rys. 8. Stopnie intensywności skali GSI_{GZWKW}-2012-V a przedziały odporności dynamicznej dla budynków w złym stanie technicznym

Poszczególne stany odporności przedzielone są pewnymi granicami, które można zdefiniować następująco:
Granica nieszkodliwości drgań dla budynku – granica pomiędzy stanem odporności pełnej i odporności częściowej wysokiej, wyznaczona przez maksymalną prędkość drgań poziomych podłoża, przy której nie dochodzi jeszcze do żadnych uszkodzeń elementów niekonstrukcyjnych i konstrukcyjnych budynku.
Granica odporności dynamicznej bezpiecznej dla konstrukcji budynku – granica pomiędzy stanem odporności częściowej dostatecznej i odporności warunkowej, wyznaczona przez prędkość drgań poziomych podłoża budynku, powyżej której mogą pojawić się uszkodzenia elementów konstrukcyjnych, nie grożące jednak utratą nośności lub stateczności ustroju budynku (budynek nadal zachowuje odporność na wstrząsy z dostatecznie dużym zapasem do stanu granicznej nośności najsłabszego elementu konstrukcji).
Granica pełnego bezpieczeństwa użytkowania budynku w warunkach wstrząsów górniczych – granica wyznaczona przez prędkość drgań poziomych podłoża budynku, powyżej której mogą pojawić się uszkodzenia elementów niekonstrukcyjnych, potencjalnie niebezpieczne dla zdrowia i życia użytkowników (np. spadające dachówki, odpadające płytki ceramiczne, fragmenty gzymsów, tynków). Granica pełnego bezpieczeństwa użytkowania budynku pokrywa się z granicą nieszkodliwości drgań.
Powyższe definicje stanowią próbę spojrzenia na zagadnienie odporności dynamicznej budynków przy wykorzystaniu opisów zachowania się budynków po wstrząsach wywołujących drgania o określonych intensywnościach. Wedle powszechnie stosowanej dziś definicji odporności dynamicznej [14] odporność ta zostaje przekroczona z chwilą powstania

jakiegokolwiek uszkodzenia dowolnego elementu konstrukcyjnego. Czy przekroczenie tak rozumianej odporności rzeczywiście oznacza utratę odporności dynamicznej budynku ?
W opinii autorów zagadnienia odporności dynamicznej budynków narażonych na oddziaływanie wstrząsów górniczych wymaga pogłębionej głębszej analizy od strony mechaniki budowli, z uwzględnieniem obserwowanych skutków wstrząsów górniczych.

4. PODSUMOWANIE

Skala GSI winna być nadal rozwijana i weryfikowana, m.in. w oparciu o systematycznie gromadzone rejestracje parametrów wstrząsów oraz obserwacje ich skutków w zabudowie. W tym celu należy możliwie szybko wprowadzić do praktyki ruchowej zakładów górniczych usystematyzowany sposób katalogowania skutków oraz parametrów drgań podłoża.
Proponowana przez autorów standaryzacja w zakresie dokumentowania skutków wstrząsów górniczych w budynkach i obiektach infrastruktury technicznej z uwzględnieniem:

- parametrów drgań rejestrowanych od wstrząsów i parametrów wyliczonych dla lokalizacji budynku (obiektu),
- cech budynku i jego podłoża umożliwiających ocenę jego odporności na wstrząsy górnicze i deformacje ciągłe,
- stanu deformacji podłoża budynku,
- zestawień uszkodzeń elementów budynku opisywanych przy użyciu jednoznacznie zdefiniowanych pojęć, którymi posługuje się skala GSI_{GZWKW},

daje możliwość stworzenia pełnej bazy danych umożliwiającej dokonywanie dalszych analiz związanych z całokształtem problematyki oddziaływania wstrząsów górniczych na powierzchnię terenu.
Oprócz uporządkowania w sferze dokumentowania zjawiska równie istotnym jest:

- przestrzeganie ustalonej procedury postępowania służb kopalnianych po wystąpieniu wstrząsu wysokoenergetycznego (dla kopalń KW S.A. zawartej w „Instrukcji w sprawie zasad i trybu postepowania przy naprawianiu i zapobieganiu szkodom wyrządzonym ruchem zakładu górniczego" [6]), łącznie ze sposobem dokumentowania przedstawionym w pkt. 3.2.,
- ustalenie jednolitej metodyki dokonywania ocen odporności dynamicznej budynków na wstrząsy (zagadnienie bardzo ważne z uwagi na wymagania stawiane przez przepisy).

Na rozwiązanie czeka też problem określenia właściwego sposobu uwzględniania zjawiska sejsmiczności górniczej przy projektowaniu obiektów budowlanych.
Działania w wymienionych kierunkach są niezbędne dla jeszcze lepszego poznania zjawiska sejsmiczności górniczej i związanych z nim faktycznych zagrożeń. Zgłębianie oraz upowszechnianie wiedzy na temat wstrząsów pochodzenia górniczego powinno być odpowiedzią środowiska górniczego i naukowego na pojawiające się społeczne obawy i protesty przeciwko działalności górniczej, często skutecznie podsycane przez sensacyjne przekazy medialne.

5. SUPLEMENT

Definicje terminów budowlanych występujących w dokumentowaniu skutków wstrząsów (tab. 3.1 i 3.2.) [15]

Elementy konstrukcyjne i niekonstrukcyjne budynku:

Elementy konstrukcyjne budynku obejmują:
- ⇨ elementy ustroju nośnego budynku – czyli elementy konstrukcji przenoszące głównie obciążenia pionowe budynku,
- ⇨ elementy ustroju usztywniającego budynku – czyli elementy konstrukcji przenoszące głównie obciążenia poziome budynku.
  Część elementów ustroju nośnego budynku jest jednocześnie elementami ustroju usztywniającego budynku.

Elementy niekonstrukcyjne budynku obejmują:
- ⇨ elementy wypełniające budynku – elementy budowlane służące rozplanowaniu przestrzennemu budynku czyli niekonstrukcyjne ściany zewnętrzne (ściany osłonowe) i niekonstrukcyjne ściany wewnętrzne (ściany działowe) budynku,
- ⇨ elementy wykończeniowe budynku – elementy budowlane służące polepszeniu wyglądu i komfortu użytkowania budynku, takie jak okładziny elewacyjne, tynki i gładzie ścienne i sufitowe, powłoki malarskie, wykładziny ścienne, sufitowe i podłogowe wykonane z płytek ceramicznych, wykładzin i innych okładzin, sufity podwieszane, stolarka okienna i drzwiowa oraz pokrycie dachowe,
- ⇨ elementy wyposażeniowe budynku – czyli urządzenia i instalacje techniczne zainstalowane w budynku, w tym instalacje dźwigowe, instalacje poszczególnych mediów oraz elementy umożliwiające i wspomagające korzystanie z tych mediów.

Uszkodzenia liniowe budynków

Rozróżnia się następujące rodzaje liniowych uszkodzeń elementów budynków:
- ⇨ rysa, zarysowanie – uszkodzenie powierzchniowe o niewielkiej rozwartości,
- ⇨ pęknięcie – uszkodzenie o niewielkiej rozwartości na całą głębokość elementu (na wskroś),
- ⇨ szczelina – uszkodzenie o dużej rozwartości na całą głębokość elementu (na wskroś).
  We wszystkich trzech powyższych przypadkach rodzaj uszkodzenia powinien być doprecyzowany podaniem szerokości rozwarcia tego uszkodzenia.

Budynek o złym stanie technicznym

Budynek, w którym mogą występować:
- ▪ przekroczenia wytrzymałości pojedynczych elementów nośnych, co oznacza pojawienie się pęknięć ścian, nadproży i stropów oraz połączeń elementów nośnych,
- ▪ pęknięcia ścian o rozwartości przekraczającej 5 mm oraz lokalne zniszczenia fragmentów murów i innych pojedynczych elementów budynku,
- ▪ obluzowania belek stropowych,
- ▪ duże deformacje bryły budynku,
- ▪ duże naturalne zużycie materiałów konstrukcyjnych, przejawiające się rozległą i zaawansowaną erozją murów ścian konstrukcyjnych budynku oraz rozległą i zaawansowaną korozją zbrojenia i betonu w żelbetowych elementach konstrukcyjnych budynku.

Liniowe obiekty infrastruktury technicznej

Podziemne sieci wodociągowe, gazowe, kanalizacyjne lub inne (np. tunele).

LITERATURA

[1] Barański A., Mutke G. 2008: Problematyka wstrząsów górniczych i skala GSI-GZW_{KW} w kopalniach Kompanii Węglowej S.A. II Konf. Nauk.-Szkol. nt.: „Bezpieczeństwo i ochrona obiektów budowlanych na terenach górniczych". Katowice-Ustroń Zawodzie, 22-24 października 2008 r.

[2] Barański A., Kloc L., Kowal T., Mutke G. 2014: Górnicza Skala Intensywności Drgań GSI_{GZWKW}-2012 w odniesieniu do odporności dynamicznej budynków. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, nr.6/2014 i nr.12/2014.

[3] Drzęźla B., Dubiński J., Mutke G. 2001: Skale makrosejsmiczne – ich istota i zasady stosowania do oceny skutków wstrząsów górniczych. Bezp. Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, nr.6(82)

[4] Dubiński J., Mutke G., Stec K., Lurka A., Barański A. 2008: Zasady stosowania „Górniczej skali intensywności drgań GSI-GZW_{KW} do oceny skutków oddziaływania wstrząsów indukowanych eksploatacją złóż węgla kamiennego w zakładach górniczych Kompanii Węglowej S.A. na obiekty budowlane i na ludzi" Kompania Węglowa S.A. Katowice, lipiec 2008 r., „Instrukcja" wewnętrzna Kompanii Węglowej S.A.

[5] Instrukcja GIG Nr 12 2000: Zasady oceny możliwości prowadzenia podziemnej eksploatacji górniczej z uwagi na ochronę obiektów budowlanych. Katowice 2000 r.

[6] Instrukcja KW S.A. 2016: W sprawie trybu i zasad postępowania przy usuwaniu i zapobieganiu szkodom wyrządzonym ruchem zakładu górniczego. Katowice styczeń 2016 r.

[7] Kwiatek J.: 2007. Obiekty budowlane na terenach górniczych, GIG Katowice 2007 s.319-339

[8] Marcak H., Mutke G. 2013: Seismic activation of tectonic stresses by mining. Journal of Seismology 2013. Vol. 17, Issue 4, pp. 1139-1148. DOI 10.1007/s10950-013-9382-3

[9] Miedwiediew S.V., Sponhauer W., Karnik V. 1964: Skala MSK-64. Mat. Konf. UNESCO. Paryż

[10] Mika W. 2011: Niezawodność metody punktowej oceny odporności budynków na wpływy eksploatacji górniczej. Prace Naukowe GIG: Górnictwo i Środowisko. Materiały konferencji „XI dni miernictwa górniczego i ochrony terenów górniczych". Hucisko/k. Włodowic, 18-20 maja 2011 r.

[11] Muszyński L.: 1993 Klasyfikacja dynamicznej odporności budynków. Przegląd Górniczy 1993 nr 1, s. 11-13

[12] Mutke G., Chodacki J.,Muszynski L., Kremers S.,Fritschen R. 2015: Mining Seismic Instrumental Intensity Scale MSIIS-15 – veryfication in coal basines. AIMS 2015 - Fith Int. Symp.: Mineral Resources and Mine Development. RWTH Aachen University. Vol 14, pp.551-560. (ISBN 978-3-941277-22-9)

[13] Mutke G. i inni 2015: Handbook for a New European mining seismic intensity scale MSIIS-15. Developed within the project COMEX – Grant Agreement Number: RFCS-CT-2012-00003

[14] Mutke G. i inni. 2006-2007: Skala oceny oddziaływań wstrząsów indukowanych eksploatacją złóż węgla kamiennego na powierzchnię dla obszarów kopalń Kompanii Węglowej S.A.. Dokumentacja pracy badawczej Głównego Instytutu Górnictwa Nr 58121526-120. Praca nie publikowana

[15] Mutke G. i inni 2012: Weryfikacji Górniczej Skali Intensywności Drgań GSI-GZW_{KW}, stosowanej w kopalniach Kompanii Węglowej S.A. od sierpnia 2008 roku, w aspekcie oceny skutków oddziaływania wstrząsów górniczych na obiekty budowlane i na ludzi". Dokumentacja pracy badawczej Głównego Instytutu Górnictwa Nr 58127682-120. Praca nie publikowana

[16] Stec K. 2007: Characteristic of Seismic activity of the Upper Silesian Coal Basin in Poland. Geophysical Journal International 168/2007, 757-768

[17] Stec K., Mutke G. 2016: Mechanizm ognisk i intensywność oddziaływania na środowisko powierzchniowe wstrząsów regionalnych z obszaru Katowice-Panewniki. Wiadomości Górnicze 2016, nr 1, s. 11-20.

[18] Tatara T. 2012: Odporność dynamiczna obiektów budowlanych w warunkach wstrząsów górniczych. Politechnika Krakowska im. Tadeusza Kościuszki, Kraków 2012, s.224-229

[19] Wytyczne w zakresie minimalnych wymogów treści planów ruchu podziemnych zakładów górniczych w aspekcie ochrony powierzchni. WUG Katowice 2013

Projektowanie alternatywnych odgałęzień wyrobisk udostępniających długotrwałych na przykładzie skrzyżowania przekopu Ab6E i wytycznej W63S w KWK „Knurów-Szczygłowice”

Tomasz Śledź, Adam Ratajczak
JSW S.A. KWK „Knurów-Szczygłowice”, Knurów

Piotr Głuch
Politechnika Śląska, Gliwice

Tomasz Dragon
PPG „ROW-JAS” Sp. z o.o., Jastrzębie-Zdrój

STRESZCZENIE: Skrzyżowania wielkogabarytowe o konstrukcji palmowej stanowiły podstawowe rozwiązanie skrzyżowań wyrobisk udostępniających z prowadzonym transportem kołowym aż do lat osiemdziesiątych ubiegłego wieku. Czas ich użytkowania oraz wpływ eksploatacji górniczej niejednokrotnie prowadzi do utraty ich stateczności, a tym samym do braku skrajni ruchowych wymaganych stosownymi przepisami górniczymi, wymuszając tym samym ich przebudowę. W artykule przedstawiono doświadczenia kopalni „Knurów-Szczygłowice” w zakresie przebudowy istniejącego skrzyżowania wielkogabarytowego o konstrukcji palmowej wykonanego w latach siedemdziesiątych zeszłego wieku i podanego wpływom eksploatacji górniczej przy zastosowaniu typoszeregu odrzwi obudowy podporowej OŁW, który może stanowić alternatywne rozwiązanie dla skrzyżowań wielkogabarytowych o konstrukcji portalowej, których wykonanie w trudnych warunkach geologiczno-górniczych wymaga skomplikowanej technologii ich zabudowy i znacznych nakładów inwestycyjnych.

SŁOWA KLUCZOWE: Obudowa, projektowanie, stateczność wyrobiska

1. WPROWADZENIE

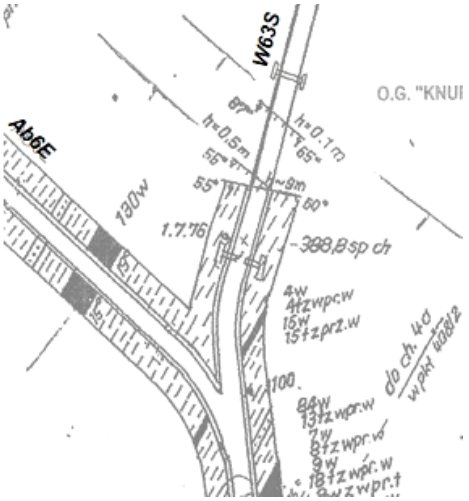
Zapewnienie właściwej funkcjonalności (utrzymanie gabarytów ruchowych) wyrobisk udostępniających - a zwłaszcza wszelkiego rodzaju odgałęzień wielkogabarytowych o konstrukcji łukowo-palmowej, które do lat osiemdziesiątych ubiegłego wieku stanowiły podstawę doboru obudowy skrzyżowań wyrobisk długotrwałych - niejednokrotnie wymaga wykonania ich przebudowy. Bliska lokalizacja stref uskokowych, wpływ prowadzonej eksploatacji górniczej oraz niedokładnie wykonana wykładka są przyczyną pojawienia się dodatkowych niekorzystnych naprężeń wokół wyrobiska, prowadzących do rozwarstwienia warstw skalnych i do nadmiernego obciążania obudowy podporowej (często poddanej niekorzystnym wpływom atmosfery kopalnianej, mającej wpływ na spadek nośności obudowy). Prowadzenie zatem przebudowy skrzyżowań wielkogabarytowych w zróżnicowanych warunkach geologiczno-górniczych, wymaga doboru właściwej konstrukcji obudowy skrzyżowania ściśle związanej z technologią bezpiecznego wykonania takiego skrzyżowania i poniesieniem jak najmniejszych nakładów

inwestycyjnych. Przykładem takiej konstrukcji obudowy skrzyżowania wielkogabarytowego może być typoszereg obudowy OŁW, który zarazem może stanowić alternatywę dla konstrukcji portalowej stanowiącej obecnie podstawowy typ skrzyżowań wielkogabarytowych stosowanych w polskim górnictwie węgla kamiennego. Przykładem zastosowania typoszeregu OŁW w trudnych warunkach geologiczno-górniczych jest wykonana przebudowa skrzyżowania przekopu Ab6E z wytyczną W63S na poziomie 650 m w kopalni „Knurów-Szczygłowice" Ruch Knurów.

W artykule zostały przybliżone założenia, zarówno górnicze jak i ekonomiczne, które wpłynęły na wybór obudowy typoszeregu OŁW w odniesieniu do konstrukcji portalowej.

2. WARUNKI GEOLOGICZNO-GÓRNICZE W REJONIE SKRZYŻOWANIA

Skrzyżowanie (odgałęzienie) wytycznej W63S z przekopem Ab6E na poziomie 650 m zostało wykonane w 1976 roku jako skrzyżowanie o konstrukcji łukowej z ścianą czołową w postaci palmy z kształtownika typu KS/KO-21 w rozstawie odrzwi obudowy od 0,3÷0,75 m. Utwory skalne otaczające przedmiotowe skrzyżowanie stanowią warstwy łupka ilastego oraz pokład węgla (rys. 1). Nachylenie warstw skalnych w przedmiotowym rejonie określono na poziomie około 19^0.



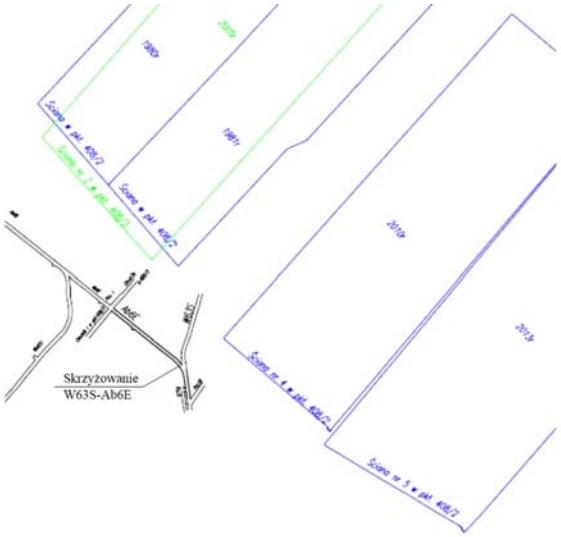
Rys. 1. Przekrój poziomy skrzyżowania wytycznej W63S z przekopem Ab6E z profilami skał
Fig. 1. Horizontal cross-section of junction main galery W63S with cross heading Ab6E with rocks profile

Podczas prowadzonych licznych przebudów obudowy podporowej wytycznej W63S zaobserwowano znacznie spękaną strukturę skalną wokół wyrobiska związaną przede wszystkim z czasem istnienia wyrobiska, nieszczelną ręczną wykładką wpływającą na proces rozwarstwiania się skał wokół wyrobiska oraz prowadzoną w rejonie eksploatacja górniczą. Przykład spękanej struktury skalnej wokół wyrobiska przedstawia rysunek 2.



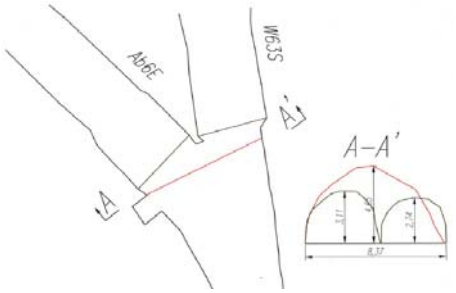
Rys. 2. Widok spękanej struktury skalnej wokół wyrobiska
Fig. 2. View of cracked rocks structure around mining excavation

Istotny wpływ na obudowę skrzyżowania wytycznej W63S z przekopem Ab6E miała prowadzona w ostatnich dziesięciu latach eksploatacja pokładów węgla systemami ścianowymi z zawałem stropu pokładu 408/2 (ściana nr 4 i 5) i pokładu 408/3 (ściana nr 2). Eksploatowana część pokładu 408/2 zalegała poniżej przedmiotowego skrzyżowania w najbliższej odległości pionowej wynoszącej około 20 m i w odległości poziomej około 60 m, natomiast ściana w pokładzie 408/3 prowadzona była wyżej w odniesieniu do skrzyżowania około 20 m, a odległość pozioma wynosiła około 70 m, co przedstawiono na rysunku 3 [1].



Rys. 3. Przebieg eksploatacji górniczej w rejonie skrzyżowania wytycznej W63S z przekopem Ab6E na poziomie 650 m prowadzonej w latach 1980÷2013 [1]
Fig. 3. Course of mining exploitation in the region of junction of main gallery W63S with cross heading Ab6E on the level 650 m carried out in the years 1980÷2013 [1]

Przedstawiona powyżej eksploatacja górnicza objawiła się znaczną deformacją obudowy podporowej polegającą na zaciskaniu poziomym skrzyżowania, przeginaniem się łuków stropnicowych, deformacją łuków ściany czołowej palmy oraz zniszczoną wykładką z okładzin żelbetowych. Zdjęcie miernicze zaciskania poziomego skrzyżowania przedstawia rys. 4, zaś jego widok rys. 5 i 6.



Rys. 4. Zdjęcie sytuacyjne skrzyżowania wytycznej W63S z przekopem Ab6E
Fig. 4. Situation in the region of junction of main gallery W63S with cross heading Ab6E



Rys. 5. Widok deformacji obudowy skrzyżowania wytycznej W63S z przekopem Ab6E
Fig. 5. View of deformation of support of junction of main gallery W63S with cross heading Ab6E



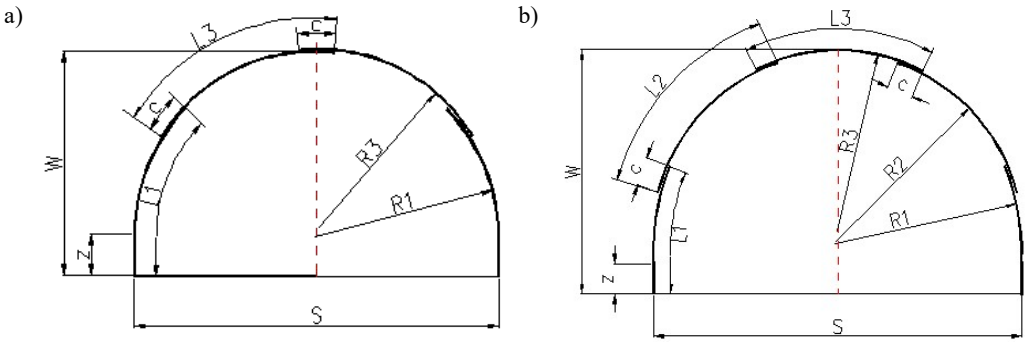
Rys. 6. Widok deformacji obudowy ściany czołowej skrzyżowania wytycznej W63S z przekopem Ab6E
Fig. 6. View of deformation of headwall support's of junction of main gallery W63S with cross heading Ab6E

3. DOBÓR OBUDOWY SKRZYŻOWANIA WYTYCZNEJ W63S Z PRZEKOPEM Ab6E

Obudowę podporową skrzyżowania wytycznej W63S z przekopem Ab6E na poziomie 650 m zaprojektowana w dwóch wariantach - jako skrzyżowanie łukowo-palmowe w obudowie OŁW oraz jako skrzyżowanie o konstrukcji portalowej [4].

Wariant pierwszy obejmował przebudowę skrzyżowania w obudowie łukowej podatnej w typoszeregu OŁW z kształtownika typu V36 ze stali S480W (lub równoważnej np. 17MnV7) w rozstawie odrzwi od 0,35÷0,45 m. Szerokość konstrukcji skrzyżowania zaprojektowano w przedziale od 5,7÷10,8 m, natomiast wysokość od 3,8÷5,8 m. Rozwiązanie obudowy oparto na stosowanych dotychczas rozwiązaniach obudów podporowych podatnych przy zachowaniu następujących zasad:

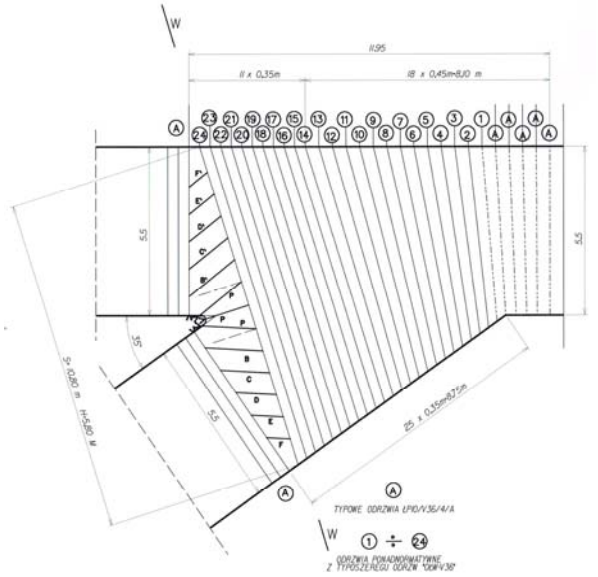
- długość zakładki łuku na połączeniu c_{min} = 600 mm,
- maksymalna długość pojedynczego łuku dla największych gabarytów odrzwi obudowy nie przekracza 6,0 m po obwodzie łuku,
- odrzwia obudowy w przedziale szerokości od 5,7 m do 7,4 m zaprojektowano jako czteroelementowe - rys. 7a,
- odrzwia obudowy w przedziale szerokości od 7,6 m do 10,8 m zaprojektowano jako pięcioelementowe - rys. 7b,
- zaprojektowane promienie łuków stropowych i ociosowych o jednakowych wielkościach zapewniają dobre przyleganie łuków na połączeniach,
- każde połączenie jest skręcane za pomocą trzech strzemion,
- stopniowanie szerokości łuków zaprojektowano co 200 mm, a stopniowanie na wysokości zaprojektowano co 100 mm.



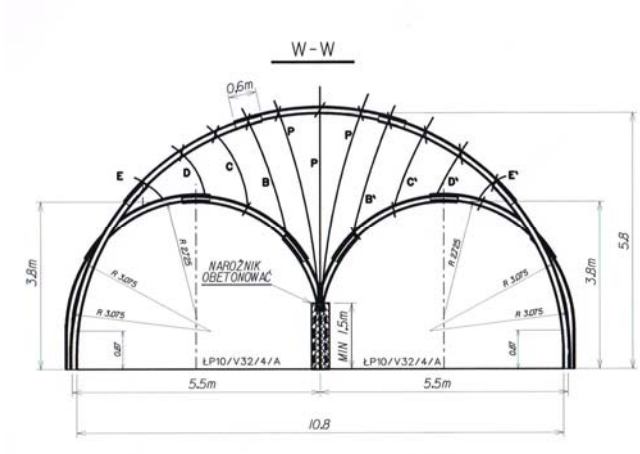
Rys. 7. Schemat rozwiązania odrzwi obudowy typoszeregu OŁW:
a). odrzwia 4-ro elementowe,
b). odrzwia 5-cio elementowe,
gdzie: S - szerokość odrzwi w świetle obudowy, W - wysokość odrzwi w świetle obudowy,
L_1, L_2, L_3 - długości łuków mierzone w osi spodku kształtownika, C - długość zakładki łuków,
Z - długość prostego odcinka łuku ociosowego, R_1, R_2, R_3 - promienie gięcia łuków

Fig. 7. Scheme of solution of frame support type OŁW:
a). 4 elements frame,
b). 5 elements frame,
when: S - width of frame in vertical section, W - hight of frame in vertical section,
L_1, L_2, L_3 - length of arches in axis of profile bottom, C - lenght of frame overlap,
Z - length of straight section of arche, R_1, R_2, R_3 - radius of bended arches

Przedstawione rozwiązanie konstrukcji skrzyżowania pozwoliło uzyskać liniowe położenie odrzwi obudowy w stropie i ociosach wyrobiska, a tym samym pozwoliło uzyskać prostą możliwość jego wzmocnienia (dodatkowej stabilizacji) przy pomocy podciągów stalowych. Wloty wytycznej W63S i przekopu Ab6E zaprojektowano w obudowie ŁP10/V32/4 z kształtownika typu V32 ze stali S480W. Szczegółowe rozwiązanie skrzyżowania wytycznej W63S z przekopem Ab6E przedstawiono na rys. 8 i 9.

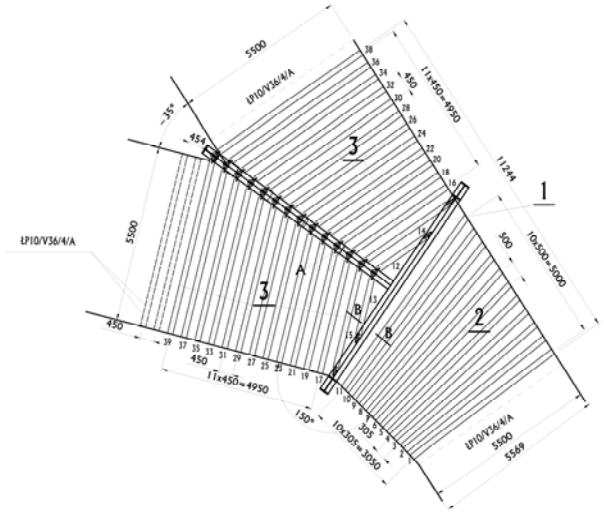


Rys. 8. Schemat rozmieszczenia poszczególnych odrzwi typoszeregu OŁW
Fig. 8. Scheme of position of following frames type OŁW

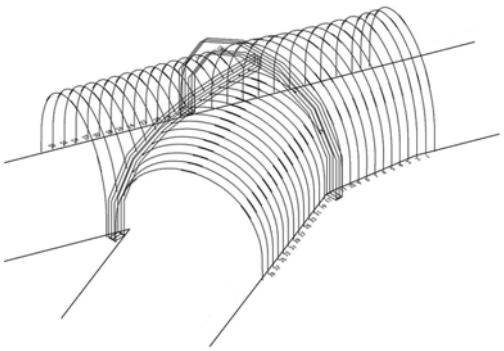


Rys. 9. Rozwiązanie czoła palmy skrzyżowania
Fig. 9. Solution of headwall support's of junction

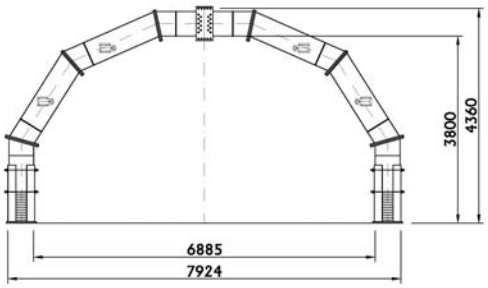
Wariant drugi rozwiązania konstrukcji skrzyżowania stanowiła koncepcja skrzyżowania portalowego szeroko stosowanego w polskim górnictwie węgla kamiennego [2, 3], których producentem są: PPG „ROW-JAS", Huta Łabędy oraz firma Heintzmann-Silesia. Gabaryty portalu w świetle obudowy portalu wynoszą odpowiednio: szerokość 6,8 m oraz wysokość 3,8 m. Natomiast wspornik charakteryzował się wysokością na poziomie 3,8 m i długością równą 6,8 m. Obydwa elementy konstrukcji skrzyżowania zaprojektowano z odcinków HEB500 połączonych blachami czołowymi. Do tak zaprojektowanych belek zamocowano uchwyty do łączenia łuków uzupełniających. Łuki uzupełniające stanowiły łuki podatne z kształtownika typu V36 w rozstawie co 0,45 m. Rozwiązanie skrzyżowania portalowego przedstawiono na poniższych rysunkach.



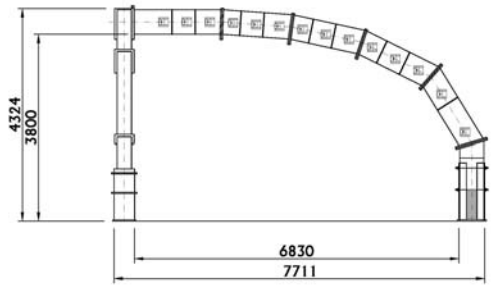
Rys. 10. Schemat rozwiązania skrzyżowania portalowego:
1 - konstrukcja nośna (portal z wspornikiem), 2 - odrzwia przejściowe, 3 - odrzwia uzupełniające
Fig. 10. Scheme of solution of portal junction:
1 - supporting structure (portal with abutment), 2 - temporary frames, 3 - complementary frames



Rys. 11. Schemat przestrzenny rozwiązania skrzyżowania portalowego
Fig. 11. Scheme of spatial solution of portal junction



Rys. 12. Ogólne gabaryty portalu
Fig. 12. Main dimensions of portal



Rys. 13. Ogólne gabaryty wspornika portalu
Fig. 13. Main dimensions of abutment of portal

4. UZASADNIENIE WYBORU KONCEPCJI ROZWIĄZANIA SKRZYŻOWANIA

Głównym kryterium wyboru wariantu obudowy skrzyżowania (odgałęzienia) wytycznej W63S z przekopem Ab6E na poziomie 650 m była technologia bezpiecznego wykonania samego skrzyżowania. Wykonanie skrzyżowania portalowego wymaga prowadzenia robót górniczych w oparciu o skomplikowaną technologię zabudowy poszczególnych elementów portalu i wspornika. Wykonanie obudowy tymczasowej dla zabudowy powyższych elementów w trudnych warunkach geologiczno-górniczych (silnie spękana i zniszczona struktura warstw stropowych) wymusza prowadzenia iniekcji skał stropowych, jednakże z uwagi na duże spękania warstw skalnych może ona nie przynosić spodziewanych efektów. Niejednokrotnie wówczas w zróżnicowanych warunkach górniczo-geologicznych prowadzi się zabudowę odrzwi łukowych podatnych, a następnie przystępuje się do zabudowy konstrukcji portalu i wspornika pod zabezpieczonym uprzednio stropem, co w znacznej mierze podnosi koszt wykonania skrzyżowania.

Korzystniejszym zatem rozwiązaniem wykonania skrzyżowania wielkogabarytowego w przedstawionych wyżej warunkach geologiczno-górniczych, pozwalającym na szybką i bezpieczna zabudowę poszczególnych elementów odrzwi obudowy, jest typoszereg Obudowy Łukowej Wielkogabarytowej OŁW gwarantujący tym samym duże i wymagane gabaryty ruchowe. Należy również zwrócić uwagę na koszty wykonania skrzyżowania przy zastosowaniu dostępnych technologii górniczych, które zwłaszcza w zakresie robocizny były niższe w porównaniu

z konstrukcją portalową. Widok wykonanego skrzyżowania w typoszeregu OŁW przedstawiono na rysunku 14.

W założeniach projektowych doboru obudowy dla skrzyżowania wytycznej W63S z przekopem Ab6E przeanalizowano koszt materiałów dla wykonania poszczególnych koncepcji rozwiązania konstrukcji przedmiotowego skrzyżowania. Koszt zakupu skrzyżowania portalowego oszacowano na poziomie bliskim 200 tysięcy złotych, natomiast koszt skrzyżowania w rozwiązaniu łukowo-palmowym na poziomie około 150 tysięcy złotych [4].



Rys. 14. Widok przebudowanego skrzyżowania wytycznej W63S z przekopem Ab6E w typoszeregu obudowy OŁW
Fig. 14. View of rebuilt of junction of main gallery W63S with cross heading Ab6E in type OŁW support

PODSUMOWANIE

Utrzymywanie gabarytów ruchowych wymaganych stosownymi przepisami górniczymi w wyrobiskach udostępniających wymaga niejednokrotnie prowadzenia przebudowy tych wyrobisk, która obejmuje również przebudowę skrzyżowań (odgałęzień) wielkogabarytowych.

Stosowane obecnie szeroko rozwiązania konstrukcyjne obudów portalowych z reguły wykorzystywane są w nowo projektowanych wyrobiskach udostępniających drążonych w niezniszczonej strukturze skalnej. Przyjęta technologia zabudowy skrzyżowania o konstrukcji portalowej pozwala wówczas, przy niewielkich nakładach związanych z wykonaniem obudowy tymczasowej, na bezpieczne prowadzenie zabudowy poszczególnych elementów skrzyżowania.

Prowadzenie przebudowy skrzyżowania wielkogabarytowego w strukturach skalnych silnie spękanych i zniszczonych wpływem prowadzonej eksploatacji górniczej oraz czasu istnienia wyrobiska, stwarza znaczne problemy z utrzymaniem stropu i zapewnienia bezpiecznych warunków zabudowy odrzwi obudowy. Stosowanie typoszeregu obudowy OŁW pozwala przy za-

chowaniu gabarytów zbliżonych do rozwiązań skrzyżowań portalowych na bezpieczne i szybkie wykonanie konstrukcji skrzyżowania wielkogabarytowego, z dużo mniejszym nakładem dniówek roboczych (ilość zatrudnionej załogi) w porównaniu do koncepcji skrzyżowania portalowego.

Zaletą zastosowania rozwiązania skrzyżowania łukowo-palmowego są mniejsze nakłady inwestycyjne związane z zakupem materiałów oraz nakłady związane z ich dostarczeniem na miejsce zabudowy.

Z uwagi na mniejsze nakłady inwestycyjne oraz koszty robocizny typoszereg obudowy łukowej OŁW może również znaleźć swoje zastosowanie w nowo wykonywanych skrzyżowaniach wielkogabarytowych. Zastosowanie dodatkowego wzmocnienia przy użyciu kotew iniekcyjnych linowych, których nośność dochodzi do 600 kN, może zapewnić stateczność i bezpieczną eksploatację w całym okresie ich założonego użytkowania.

LITERATURA

[1] Ratajczak A., Bobek R., Śledź T., Głuch P. 2015: Doświadczenia w ograniczaniu skutków wpływu eksploatacji na wyrobiska górnicze. Przegląd Górniczy, nr 10, str. 59–67.

[2] Rotkegel M. 2013: Typowe rozwiązania konstrukcyjne portalowej obudowy połączeń wyrobisk korytarzowych. Przegląd Górniczy, nr 6, str. 7-16.

[3] Rotkegel M. 2015: Wybrane przykłady nietypowych konstrukcji portalowej obudowy odgałęzień i skrzyżowań. Przegląd Górniczy, nr 5, str. 86-95.

[4] Dobór obudowy dla skrzyżowania wielkogabarytowego na poziomie 650 m w warunkach KW S.A. Oddział KWK „Knurów-Szczygłowice" Ruch Knurów wraz z nadzorem autorskim. „Pro-Kom" Przedsiębiorstwo Projektowo-Wdrożeniowe Piotr Głuch. Paniówki, 2013 r (niepublikowane).

Design of Alternatives Branches of Long-Term Opening-Out Headings for an Example of Main Gallery W63S with Cross Heading Ab6E in "Knurów-Szczygłowice" Coal Mine

High dimensioned roadway crossings in „palm" construction design were main solution of roadway crossings of main galleries with underground transport LHD until 80's last century. Their usable time and mining influences very often leads to loosing stability and looping of maintenance factors according to law regulations forcing rebuilding their construction. This paper presents experiences of "Knurów-Szczygłowice" coal mine in a range of rebuilt existing high dimension roadway crossing in „palm" style design made in 70's last century after influence of exploitation based on type OŁW support, which might be an alternative solution for portal support of roadway crossing in bad geological – mining conditions requires complicated technology of build over and high investment costs.

Nowoczesne rozwiązania przenośników taśmowych stosowane w KWK „Marcel”

Adam Siedlaczek, Adam Kozubek
Dariusz Krakowczyk
KWK „Marcel”

Leszek Bydłoń
KOPEX MACHINERY S.A.

STRESZCZENIE: Artykuł przedstawia nowatorskie rozwiązania techniczne zastosowane w dołowych przenośnikach taśmowych, dostarczonych przez firmę KOPEX MACHINERY S.A. (wchodzącą w skład Grupy KOPEX) w Kompanii Węglowej S.A. Oddział KWK „Marcel”. Po zabudowie i nawiązaniu do dotychczas eksploatowanej upadowej odstawczo-transportowej, przenośniki te dały kopalni możliwość bezpośredniej odstawy urobku z poziomu 600 na powierzchnię do ZPMW.

SUMMARY: The paper is about innovative technical solutions used within mine conveyor belts supplied by KOPEX MACHINERY S.A. Company (the component member of KOPEX group) in Coal Company S.A., Branch Coal Mine “Marcel”. After mounting and referring to so far utilizing target-transport conveying declines, the conveyors have given the Mine opportunity of direct haulage of output from level 600 to the surface area in ZPMW.

SŁOWA KLUCZOWE: Przenośnik, napęd, silnik, zasilanie, diagnostyka, transmisja, taśma, chłodzenie, konstrukcja, system

1. WPROWADZENIE

W wyniku postępowania przetargowego nt. „Leasing finansowy wraz z dostawą 3 sztuk nowych przenośników taśmowych o szerokości taśmy 1400 mm wraz z wyposażeniem elektrycznym dla Kompanii Węglowej S.A. Oddział KWK „Marcel”” została podpisana umowa pomiędzy Kompanią Węglową S.A. z siedzibą w Katowicach, a firmą Kopex Machinery S.A. z siedzibą w Zabrzu (wchodzącą w skład Grupy Kopex). Zaprojektowane i wykonane na podstawie wymagań technicznych opracowanych na kopalni Marcel, przenośniki taśmowe wraz z urządzeniami pomocniczymi zostały uruchomione w październiku 2015 r.

Dostarczone przez firmę Kopex Machinery S.A. urządzenia charakteryzują się nowoczesnymi rozwiązaniami konstrukcyjnymi – dotyczy to zarówno podzespołów napędowych jak i elementów tras przenośników. Nowatorskimi rozwiązaniami są m.in.: zamknięty system chłodzenia jednostek napędowych przenośnika WAMAG PTD 1400/PT-2, zasilane napięciem 6 kV

jednostki napędowe – wyposażone w olejowe sprzęgła hydrodynamiczne o zmiennym napełnieniu, system diagnostyki i monitoringu oraz system luzowania taśmy na napędzie. Dla uproszczenia w dalszej części artykułu przenośniki taśmowe oznaczone są jako PT-1, PT-2, PT-3.

1.1. Warunki środowiskowe występujące w miejscu zabudowanych urządzeń:

- zagrożenie metanowe: III kategoria, wyrobiska ze stopniem „c" niebezpieczeństwa wybuchu,
- zagrożenie wodne: I i II stopień,
- zagrożenie wybuchem pyłu węglowego: klasa B,
- zagrożenie tąpaniami: I stopień.

1.2. Przenośniki pracują w następującym ciągu odstawczym:

- przenośnik PT-1 odbiera urobek z przenośnika PT-2, następnie zrzuca go do zbiornika węgla,
- przenośnik PT-2 odbiera urobek z przenośnika PT-3,
- przenośnik PT-3 odbiera urobek z trzech przenośników o szerokości taśmy 1200 mm.

2. PODSTAWOWE PARAMETRY TECHNICZNE PRZENOŚNIKÓW

2.1. Przenośnik taśmowy WAMAG PTD 1400/PT-1

– Prędkość maksymalna taśmy	3,15 m/s
– Wydajność nominalna	2200 t/h
– Moc jednostek napędowych	2x55 kW
– Napięcie zasilania	500 V
– Ilość bębnów napędowych	2
– Długość całkowita	35 m
– Średni kąt nachylenia trasy przenośnika	-7º
– Pojemność zespołu napinającego	2 m
– Średnica bębnów napędowych	630 mm (okładzina ceramiczna)
– Rodzaj taśmy/wytrzymałość	tkaninowo-gumowa / 1250 kN/m

2.2. Przenośnik taśmowy WAMAG PTD 1400/PT-2

– Prędkość maksymalna taśmy	3,15 m/s
– Wydajność nominalna	2200 t/h
– Moc i ilość jednostek napędowych	3x500 kW
– Napięcie zasilania	6 kV
– Ilość bębnów napędowych	3
– Długość całkowita	1200 m
– Średni kąt nachylenia trasy przenośnika	7,8º
– Maksymalne nachylenie trasy przenośnika	16º
– Pojemność zasobnika pętlicowego	36 m
– Średnica bębnów napędowych	1030 mm (okładzina ceramiczna)
– Rodzaj taśmy/wytrzymałość	taśma z linkami stalowymi / 2500 kN/m

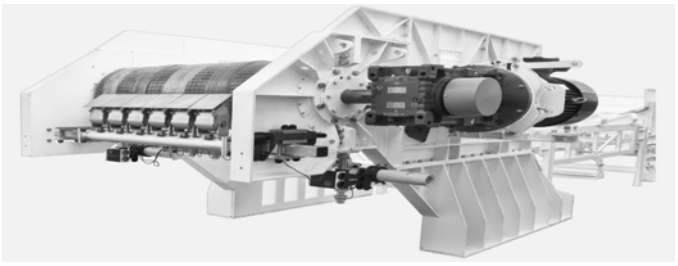
2.3. Przenośnik taśmowy WAMAG PTD 1400/PT-3

- Prędkość maksymalna taśmy: 3,15 m/s
- Wydajność nominalna: 2200 t/h
- Moc i ilość jednostek napędowych: 2x315 kW z możliwością 3x315 kW)
- Napięcie zasilania: 1000 V
- Ilość bębnów napędowych: 2
- Długość całkowita: 280 m
- Średni kąt nachylenia trasy przenośnika: 14º
- Pojemność zasobnika pętlicowego 36 m
- Średnica bębnów napędowych: 1030 mm (okładzina ceramiczna)
- Rodzaj taśmy/wytrzymałość tkaninowo-gumowa / 1600 kN/m

3. INNOWACYJNE ROZWIĄZANIA KONSTRUKCYJNE I SYSTEMOWE

3.1. Przenośnik taśmowy WAMAG PTD 1400/PT-1

- Indywidualnie zaprojektowana konstrukcja stacji napędowo-zdawczej dostosowana do zabudowy nad zbiornikiem.



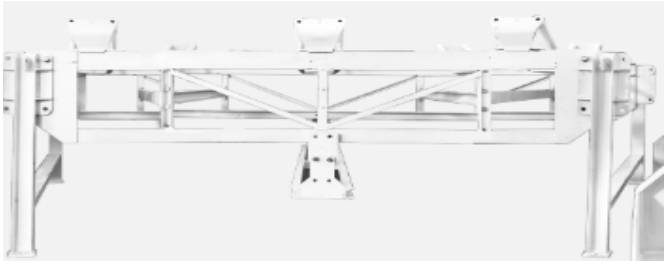
Rys. 1. Konstrukcja stacji napędowo-zdawczej przenośnika (źródło: opracowanie własne)
Figure 1. Construction of Conveyor Driving and Output Station

- Stacja zwrotna wyposażona w napęd oraz hydrauliczny system napinania i luzowania taśmy, pozwalający na 2-metrowy skok bębna zwrotnego.



Rys. 2. Stacja zwrotno-napędowa przenośnika (źródło: opracowanie własne)
Figure 2. Maneuverability-Drive Station of Conveyor

– Wzmocniona, w postaci segmentów konstrukcja trasy przenośnika.

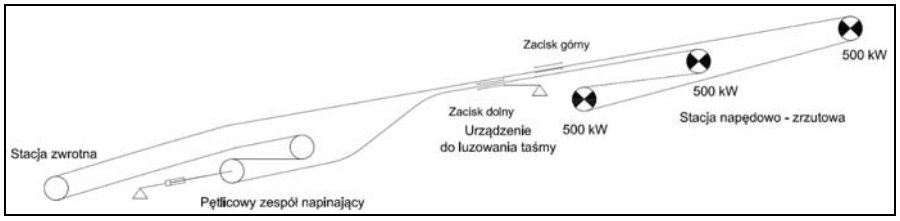


Rys. 3. Wzmocniona, przestrzenna konstrukcja segmentu trasy (źródło: opracowanie własne)
Figure 3. Reinforced Spacious Construction of Route Segment

– Napęd przenośnika zasilony napięciem 500 V ze stacji transformatorowej typu: MAR-X-2-400/6/500/X/XPM, poprzez stację kompaktową KE-1006 produkcji SAIT.

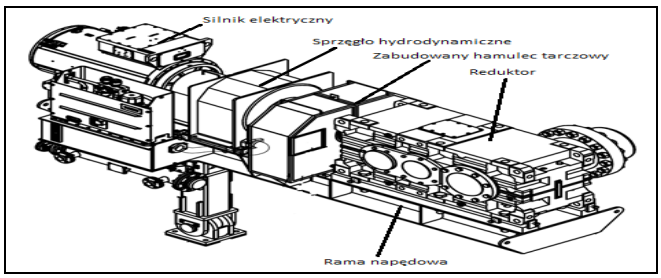
3.2. Przenośnik taśmowy WAMAG PTD 1400/PT-2

– Innowacyjna konstrukcja zespołu napędowo-zdawczego pozwalająca na zabudowę wszystkich trzech jednostek napędowych w jednakowym wykonaniu. Geometria konstrukcji posiada korzystne rozłożenie bębnów, zapewniające dłuższą żywotność taśmy. Wynika to ze zmniejszenia kąta opasania bębnów oraz korzystne rozłożenie osiowe sił pochodzących od taśmy na bębny napędowe przenośnika.



Rys. 4. Schemat obiegu taśmy przenośnika PT-2 (źródło: opracowanie własne)
Figure 4. Loop Conveyor Belt PT-2 Scheme

– Jednostki napędowe przenośnika wyposażone w sprzęgła hydrodynamiczne olejowe, produkcji firmy Voith, o zmiennym stopniu napełnienia, zapewniające płynny rozruch taśmy przenośnika PT-2. Wszystkie elementy jednostki napędowej zostały osadzone na wspólnej ramie, która posiada w sobie zintegrowany zbiornik oleju niezbędnego do zasilania sprzęgła hydrodynamicznego.



Rys. 5. Jednostka napędowa PT-2 (źródło: opracowanie własne)
Figure 5. Drive Unit PT-2

Jest to pierwsze zastosowanie tego typu sprzęgieł w polskim podziemnym górnictwie węglowym. W sprzęgle o regulowanym stopniu napełnienia TPKL ciecz robocza chłodzona jest zewnętrznie. Dzięki temu możliwe jest osiągnięcie dłuższego czasu rozruchu oraz przeniesienie większego obciążenia. Dodatkową zaletą jest osiągnięcie wymaganej prędkości rewizyjnej (np. 1,2 m/s) poprzez utrzymanie częściowego napełnienia sprzęgła. Do pozostałych ważniejszych zalet sprzęgieł o regulowanym stopniu napełnienia należą:

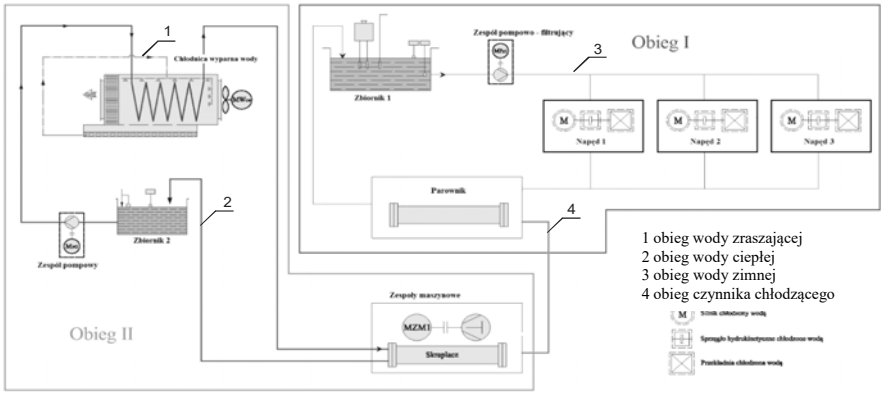
- bez obciążeniowe uruchomienie silników,
- powolny przyrost momentu przenoszonego,
- sekwencyjny rozruch silników – ochrona sieci,
- aktywne wyrównanie obciążeń,
- ograniczenie momentu rozruchowego,
- kompaktowa budowa – łatwość zabudowy,
- możliwa bardzo duża częstotliwość rozruchów niepowodujących zaburzeń pracy układu napędowego,
- dopasowanie momentu rozruchowego do aktualnego obciążenia,
- indywidualny dobór układu chłodzenia.

- Napęd wyposażony w czujniki kontrolujące poziom drgań przekładni oraz silników, pozwalające na ciągłą diagnostykę w/w podzespołów, jak i planowanie ich remontów ze znacznym wyprzedzeniem. Do monitorowania drgań elementów jednego napędu użyto 7 czujników (2 w silniku, 2 w sprzęgle, 3 w przekładni).

- Komora zabudowy stacji napędowo-zdawczej przenośnika, wyposażona w 4 dźwigary dwuteownikowe IPE 330 do podwieszenia 6-ciu hydraulicznych urządzeń dźwignicowych, o udźwigu 8t każdy, dające możliwość podniesienia i opuszczenia całej jednostki napędowej. Ułatwia to prace związane z obsługą serwisową zespołu napędowo-zdawczego.

- Do chłodzenia jednostek napędowych zastosowano zamknięty, dwuobiegowy układ chłodzenia produkcji Termospec, zapewniający optymalne odbieranie ciepła z silników, sprzęgieł i reduktorów. Dodatkowo kluczowe podzespoły układu chłodzenia występują, jako zdublowane na wypadek powstania ich awarii. Działanie zastosowanego, dwuobiegowego zamkniętego układu chłodzenia polega na stałym chłodzeniu pracujących jednostek napędowych. Gdy temperatura wody w obiegu I przekroczy 30˚C, automa-

tycznie załącza się obieg II celem schłodzenia wody w całym układzie do temperatury 15˚C. Po uzyskaniu właściwej temperatury wody w obiegu I, obieg II samoczynnie wyłącza się. Obieg I nazywany obiegiem wody zimnej składa się z parownika pośredniego działania, w którym następuje schładzanie wody, zbiornika wody zimnej, układu pompowo-filtrującego oraz rurociągów i armatury łączącej. Obieg II nazywany obiegiem wody ciepłej składa się z zespołu maszynowego, zbiornika wody ciepłej, układu pompowo-filtrującego, chłodnicy wyparnej zespolonej z obiegiem wody zraszającej.



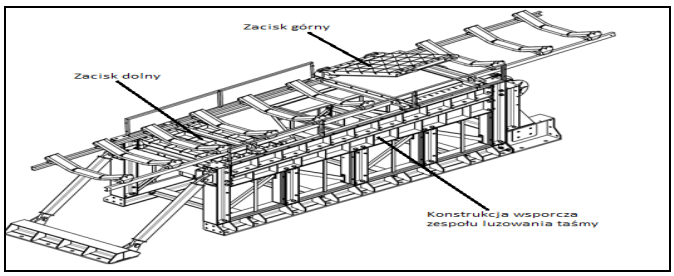
Rys. 6. Schemat blokowy układu chłodzenia w przenośniku PT-2 (źródło: opracowanie własne)
Figure 6. Ideological Block Diagram of Cooling System in Conveyor PT-2

– System sterowania pracą przenośnika zbudowany w oparciu o iskrobezpieczny sterownik mikroprocesorowy typu Mining Master produkcji Becker-Warkop. Sterownik ma budowę modułową, może być wyposażony w określoną ilość kart I/O zarówno dla sygnałów analogowych jak i cyfrowych, posiada również złącze światłowodowe do transmisji danych do nadrzędnego systemu wizualizacji i nadzoru nad pracą przenośnika. Przenośnik może pracować w różnych trybach pracy (normalna, remontowa, rewizyjna) z różną prędkością w zależności od zadanej wartości (3 m/s, 2 m/s, 1 m/s, 0,3 m/s).

– System monitorowania długości połączeń taśmy, wykonanych metodą wulkanizacji na gorąco opierający się na odczycie położenia zwulkanizowanych w każdym wykonanym połączeniu taśmy magnesów.

– System wykrywania uszkodzeń wzdłużnych taśmy z linkami stalowymi, z zastosowaniem zwulkanizowanych w taśmie pętli indukcyjnych, w podziałce wynoszącej 50 m.

– Urządzenie do luzowania taśmy, zabudowane za napędem przenośnika daje możliwość uzyskania odpowiedniego luzu w taśmie na bębnach napędowych, w celu ich wymiany bez rozcinania taśmy. Luzowanie taśmy realizowane z wykorzystaniem dwóch zacisków taśmowych i samohamownej przeciągarki linowej napędzanej silnikiem hydraulicznym.



Rys. 7. Urządzenie do luzowania taśmy (źródło: opracowanie własne)
Figure 7. Loosening the Belt Machine

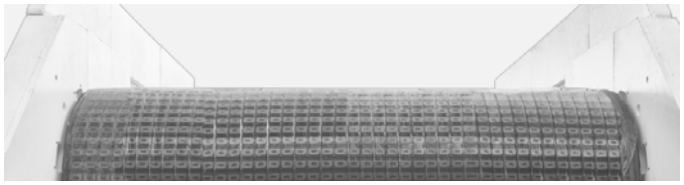
– Trzy silniki napędu o mocy 500 kW każdy, produkcji Damel, zasilone napięciem 6 kV wprost z Rozdzielni głównej R-404 poprzez dwie stacje kompaktowe typu KE-6002, Zastosowane stacje kompaktowe charakteryzują się małymi wymiarami, dużą ilością łączeń, modułową budową (pozwalającą na łatwe i szybkie usuwanie awarii na zasadzie wymiany uszkodzonego panelu stycznikowego), możliwością zdalnego sterowania z systemu nadrzędnego, zdalnej rewersji odpływów i wizualizacją parametrów pracy w systemach nadzoru. Podstawową nowością w strukturze zasilania silników napędu jest wykluczenie transformatorów obniżających napięcie do poziomu 1 kV lub 0,5 kV.



Rys. 8. Stacja kompaktowa na napięcie 6 kV typu KE-6002
(źródło: opracowanie firmy Becker-Warkop)
Figure 8. Compact Station of Voltage 6 kV Type KE-6002

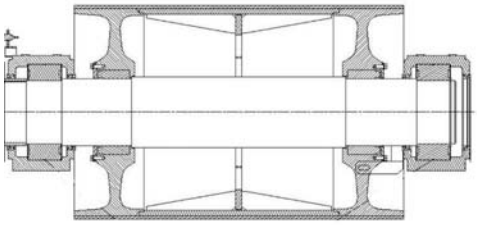
3.3. Wyposażenie dodatkowe oraz systemy zaimplementowane w przenośnikach PT-1, PT-2 i PT-3

– Ceramiczne okładziny bębnów napędowych, zapewniające zwiększony współczynnik tarcia z taśmą, nawet w najtrudniejszych warunkach.



Rys. 9. Okładzina ceramiczna bębnów napędowych (źródło: opracowanie własne)
Figure 9. Ceramic Tiles of Power Drum

– Wzmocnione piasty bębnów napędowych, wykonane w formie jednolitych odlewów, połączone z płaszczem bębna poprzez spawanie. Dodatkowo węzły łożyskowe bębnów zaprojektowane i wykonane na żywotność min. 80 tys. godzin pracy.



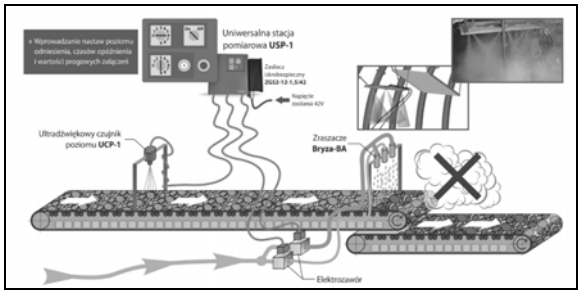
Rys. 10. Przekrój poprzeczny bębna (źródło: opracowanie własne)
Figure 10. Cross-Section of the Drum

– Modułowe zgarniacze produkcji firmy HOSCH, z nalutowaną płytką węglikową, z funkcją uchylania modułów w przypadku uszkodzenia powierzchni.



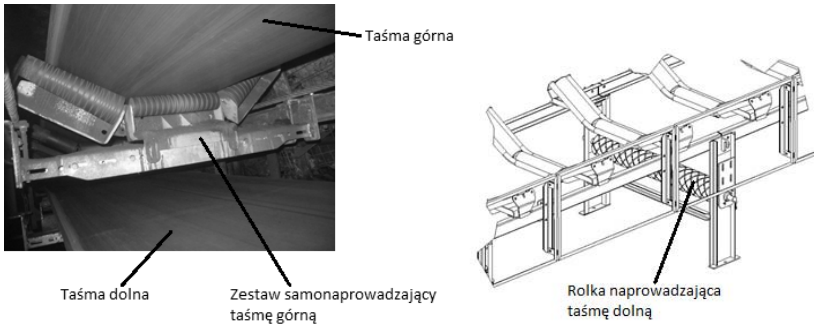
Rys.11. Skrobacze HOSCH - czołowy i podtaśmowy (źródło: opracowanie własne)
Figure 11. HOSCH Scrapers - Leading and Underbelt

– System automatycznego zraszania z ultradźwiękowym czujnikiem, dostosowującym ilość zużytej wody do wielkości nadawy. W znacznym stopniu ograniczający zawilgocenie urobku oraz występowanie pyłu respirabilnego i całkowitego na poziomie 70%. Układ ten pracuje na niskich wartościach ciśnienia, co pozwala na jego użytkowanie bez konieczności stosowania dodatkowych pomp i sprężarek.



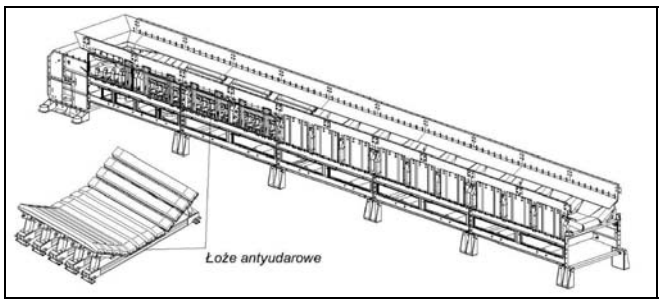
Rys. 12. System automatycznego zraszania (źródło: opracowanie firmy SOMAR)
Figure 12. Automatic Sprinkling System

– Zestawy do naprowadzania taśmy dolnej i górnej, których działanie opiera się na samoczynnym obrocie elementów prowadzących taśmę w przypadku wystąpienia jej zbiegania, celem wywołania siły tarcia w przeciwnym kierunku do schodzenia taśmy.



Rys. 13. Systemy automatycznego naprowadzania taśmy (źródło: opracowanie własne)
Figure 13. Automatic Guidance Tape Systems

– Przesypy wyposażone w specjalnej budowy łoża antyudarowe, które zapewniają ograniczenie rozdrobnienia przesypywanego urobku. Listwy ślizgowe, po których porusza się taśma, wykonane są ze specjalnego tworzywa sztucznego, które zapewnia optymalny współczynnik ich tarcia z taśmą, nie skracając jej żywotności.

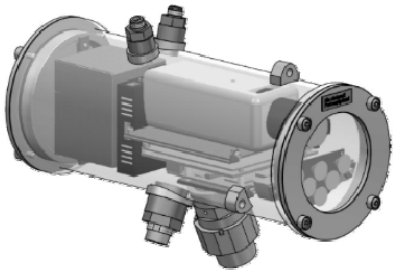


Rys. 14. Przesypy wyposażone w łoża antyudarowe (źródło: opracowanie własne)
Figure 14. Dumpings Equipped with Anti-impact Beds

– Układ łączności, sygnalizacji i blokad trasy przenośników zrealizowany przez system łączności i bezpieczeństwa typu UGS-10 produkcji Elektrometal S.A.
Zastosowanie urządzeń systemu UGS-10 zapewnia m.in.:
  - użycie jednego kabla magistralnego służącego do zasilania, porozumiewania się, transmisji danych i obwodu bezpieczeństwa,
  - awaryjną blokadę maszyn i urządzeń (wyłączniki awaryjne linkowe posiadają również możliwość uruchomienia awaryjnego przycisku grzybkowego),
  - diagnostykę urządzeń, sygnalizację i identyfikację blokad,
  - dwustronne porozumiewanie się na trasie przenośnika,
  - emitowanie wyprzedzających sygnałów ostrzegawczych,
  - podtrzymanie akumulatorowe systemu łączności w przypadku zaniku zasilania,

- opcjonalne podłączenie czujników temperatury na zwrotni przenośnika na wejścia blokad technologicznych w urządzeniu SGW,
- przekazanie z układu sterowania w rejon zwrotni przenośnika informacji o jego pracy (dla kolejnego przenośnika odstawy podającego urobek).

– Sieć światłowodowa umożliwiająca transmisję danych w protokole TCP/IP pomiędzy poszczególnymi urządzeniami elektrycznymi (sterowniki napędów MINCOS, stacje kompaktowe KE-6002 i KE-1006, system BRS, układ chłodzenia Termospec, itp.). Zebrane informacje przesyłane są na powierzchnię kopalni w celu ich wizualizacji i archiwizacji. Dane te trafiają do serwera Systemu Sterowania Automatyzacji Ruchu Oraz Nadzoru SAURON dostarczonego przez firmę RNT zabudowanego w dyspozytorni Upadowej odstawczo-transportowej KWK „Marcel", gdzie prowadzony jest bieżący nadzór nad ruchem urządzeń energomechanicznych. Do dyspozytorni tej doprowadzony jest również sygnał wizyjny z kamer zainstalowanych na trasie przenośników taśmowych.



Rys. 15. Kamera światłowodowa typu BWKO (źródło: opracowanie firmy Becker-Warkop)
Figure 15. Fiber-Optic Camera Type BWKO

PODSUMOWANIE

Uruchomienie nowego modelu odstawy centralnej urobku pozwoliło na zwiększenie jej wydajności z 1250 t/h do 2000 t/h, zlikwidowanie sześciu przenośników i zastąpienie ich trzema nowoczesnymi przenośnikami o zwiększonej wydajności. Powstały oszczędności w postaci zmniejszenia liczby roboczodniówek poświęconych na obsługę oraz mniejszych bieżących nakładów eksploatacyjnych. Zastosowanie nowoczesnych rozwiązań technicznych w omawianych przenośnikach taśmowych w istotny sposób wpłynęło także na bezpieczeństwo i komfort pracy załogi przy ich obsłudze na dole kopalni. Mając na uwadze złożoność przedmiotowej inwestycji oraz bardzo krótki czas jej realizacji (6 miesięcy) można z pełną odpowiedzialnością stwierdzić ,że przedsięwzięcie to zostało zakończone powodzeniem zarówno po stronie Inwestora, tj. KW.S.A. Oddz. KWK „Marcel" jak i wykonawcy, którym była firma Kopex Machinery S.A.

Optymalizacja gospodarki samojezdnych maszyn górniczych w aspekcie dokładnego harmonogramowania okresowych przeglądów technicznych w oparciu o system CMMS

Janusz Żurek
KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze „Lubin”

Tomasz Kaniewski
KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze „Lubin”

Mirosław Lewicki
KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze „Lubin”

STRESZCZENIE: Przedstawiono główne aspekty prowadzonej gospodarki samojezdnych maszyn górniczych pod kątem wykorzystania dyscypliny prowadzenia okresowych przeglądów technicznych do osiągnięcia właściwych poziomów wskaźników kontrolnych. Ewidencja danych pracy SMG prowadzona przy wykorzystaniu systemu CMMS pozwala na skuteczne planowanie przeglądów bez zakłócania cyklu produkcyjnego. Polityka okresowych przeglądów technicznych oprócz spełnienia wymagań narzuconych przez obowiązujące przepisy pozwala na utrzymanie sprawności i niezawodności maszyn. Działania prowadzone w tym kierunku skutkują ograniczeniem ilości niespodziewanych awarii i związanych z nimi przestojami maszyn. Scharakteryzowano bezpośredni wpływ sposobu wykonywanych przeglądów technicznych na sprawność i dyspozycyjność maszyn. Wyróżniona metoda prowadzenia obsług technicznych stosowana w KGHM Polska Miedź S.A. w zależności od czasu ich użytkowania wykazuje dużą skuteczność i prowadzi do efektywnej gospodarki samojednymi maszynami górniczymi.

SŁOWA KLUCZOWE: Gospodarka SMG, ewidencja danych pracy, przegląd techniczny

Optimization of Administration of Mobile Mining Machines in Aspect of Precise Scheduling the Periodic Technical Inspections Based Upon CMMS System

There are presented main aspects of administering mobile mining machines in terms of a usage of rigor in conducting periodic technical inspections to achieve appropriate levels of control indicators. Recording of data which show a work of SMG (mobile mining machines) conducted with the use of CMMS system makes it possible to schedule periodic inspections efficiently without interference in a production cycle. Policy of periodic technical inspections apart from fulfilling the requirements imposed by current regulations does allow also maintaining efficiency and reliability of the machines. Actions undertaken in this direction result in reduction of unexpected breakdowns and tie-ups of the machines connected with them. There was characterized a direct impact of a method of conducted technical inspections upon efficiency and availability of the machines. This method of conducting technical service used by KGHM Polska Miedź S.A. depending on a time of their use proves remarkable effectiveness and also leads to efficacious administering mobile mining machines.

KEYWORDS: Administering mobile mining machines, activity data recording, technical inspection

Określenie stanu naprężeń w rejonie chodnika 6w badawczego w pokładzie 504 w KWK "Bielszowice" drążonego w zmiennych warunkach geologiczno-górniczych w oparciu o metodę profilowania sejsmicznego

Grzegorz Żukowski
Aleksander Pietrzycki
Łukasz Wojtecki
KW S.A. Oddział KWK „Bielszowice”

STRESZCZENIE: Metoda profilowania sejsmicznego umożliwia rozpoznanie stanu naprężeń w pokładzie węgla, w strefie przyociosowej wyrobisk chodnikowych. Standardowo parametrem wykorzystywanym do tego celu jest prędkość podłużnej fali sejsmicznej. Obecnie podejmowane są próby wykorzystania do tego celu także współczynnika tłumienia fal sejsmicznych. Rozpoznanie koncentracji naprężeń w pokładzie węgla ma istotne znaczenie ze względu na ocenę stanu zagrożenia tąpaniami. Istotne jest wyprzedzające określenie stref koncentracji naprężeń w górotworze. Ze wzrostem poziomu naprężeń w pokładzie wiąże się wzrost prędkości i spadek współczynnika tłumienia podłużnej fali sejsmicznej. W artykule przedstawiono wyniki profilowań sejsmicznych wykonanych w chodniku 6w badawczym w pokładzie 504 w KWK „Bielszowice” drążonego w zmiennych warunkach geologiczno-górniczych. Na podstawie przeprowadzonych badań podjęto odpowiednie środki profilaktyczne.

SŁOWA KLUCZOWE: Zagrożenie tąpaniami, profilowanie sejsmiczne, prędkość i tłumienie fal sejsmicznych

1. WSTĘP

Jednym z zagrożeń naturalnych występujących w podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny są tąpania. Występowanie tąpań związane jest ze stanem naprężeń w eksploatowanym pokładzie węgla. Generalnie wzrost naprężeń związany jest z pierwszym etapem tąpnięcia, czyli z akumulacją energii sprężystej. Określenie stanu naprężeń w pokładzie ma zatem istotne znaczenie dla poprawnej oceny stanu zagrożenia tąpaniami.

W kopalniach węgla kamiennego do określania stanu naprężeń w pokładzie wykorzystuje się głównie badania sejsmiczne, tj. profilowanie sejsmiczne w wyrobiskach chodnikowych oraz prześwietlanie sejsmiczne między wyrobiskami. Mierzonym parametrem jest głównie prędkość fal sejsmicznych określonego typu (głównie podłużnej fali sejsmicznej P). Rozkład naprężeń istniejących w górotworze oraz jego własności fizykomechaniczne mają swoje odzwierciedlenie w wartości prędkości fal sejsmicznych [1, 2]. Obecnie podejmowane są próby wykorzystania parametrów związanych z tłumieniem fal sejsmicznych (współczynnika tłumie-

nia, współczynnika dobroci) do rozpoznania poziomu naprężeń w pokładzie [3, 6, 8, 9, 10, 12]. Znajomość tłumienia może być przydatna dla dokładniejszego określenia właściwości mechanicznych ośrodka [10]. Parametry związane z tłumieniem fal sejsmicznych są bardziej wrażliwe na zmiany stanu naprężenia i deformacji w pokładzie węgla w porównaniu do prędkości fali podłużnej P [10], co ma szczególnie duże znaczenie dla badań prowadzonych na dużych głębokościach. Ocena stopnia zagrożenia w oparciu o prędkość fali sejsmicznej zależy bowiem w istotny sposób od głębokości miejsca pomiarowego, tzn. nawet małe anomalie prędkości zarejestrowane na dużej głębokości, przy wysokim poziomie naprężenia pierwotnego, świadczą o dużym zagrożeniu, a stosunkowo duże anomalie na małej głębokości nie muszą być równoznaczne z dużym zagrożeniem. W KWK „Bielszowice" badania sejsmiczne metodą profilowania głównie w wersji kinematycznej wykonywane są z dużą częstotliwością.

W artykule przedstawiono wyniki profilowań sejsmicznych wykonanych w chodniku 6w badawczym w pokładzie 504wg, drążonego na dużej głębokości (poniżej 1000 m) i w zmiennych warunkach geologiczno-górniczych dla projektowanej eksploatacji w tej części złoża. Zaobserwowano wyraźną zmianę prędkości i tłumienia podłużnej fali sejsmicznej P propagującej w przyociosowej części pokładu 504wg w korelacji z w/w warunkami. Uzyskane wyniki posłużyły do podjęcia adekwatnych środków profilaktycznych w samym chodniku 6w badawczym, jak i zaprojektowania sposobu drążenia drugiego z chodników przyścianowych na początkowym wybiegu dla projektowanej ściany w pokładzie 504wg.

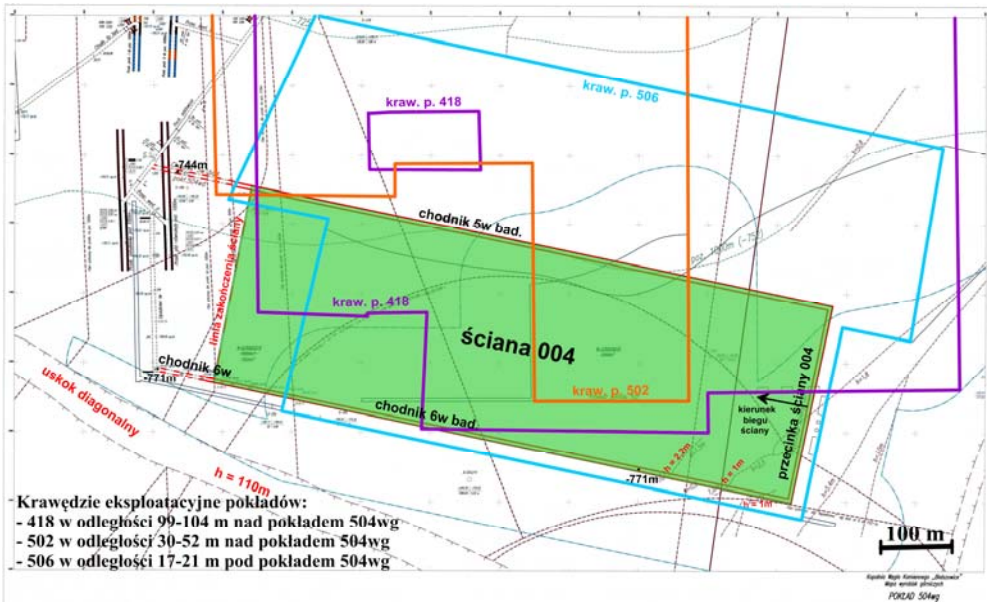
2. WARUNKI GEOLOGICZNO-GÓRNICZE W REJONIE BADAŃ

W KWK „Bielszowice" została zaprojektowana eksploatacja warstwy górnej pokładu 504 ścianą 004. Eksploatację pokładu 504wg zaprojektowano w zasięgu dokonanej eksploatacji odprężającej dokonanej w pokładzie 506 w latach 2010-2012. Ścianę 004 zaprojektowano w systemie podłużnym z zawałem stropu, między chodnikami 5w badawczym i 6w badawczym w pokładzie 504wg w kierunku ze wschodu na zachód (rys. 1).

Drążenie chodnika 6w badawczego zostało rozpoczęte z chodnika 6w wydrążonego w warstwie dolnej pokładu 504. Zaprojektowana długość tych wyrobisk wyniosła sumarycznie 940 m, z czego do połowy stycznia 2016 r. wydrążono w sumie około 770 m.

Miąższość pokładu 504 w rejonie projektowanych robót waha się od 4,2 do 4,5 m. Pokład 504wg w rejonie chodnika 6w badawczego zalega na głębokości około 1020 m. Rozciągłość warstw w rejonie chodnika 6w badawczego posiada kierunek od W-E do WSW-ENE przy upadzie rzędu 6-16º. Lokalnie w spągowej części pokładu 504 występuje przerost łupka ilastego o miąższości 0,2 m. W spągu pokładu występuje łupek ilasty przechodzący w łupek piaszczysty. W stropie pokładu występuje łupek ilasty, nad którym występuje łupek piaszczysty lub piaskowiec.

Do czynników wpływających niekorzystnie na stan zagrożenia tąpaniami w rejonie chodnika 6w badawczego można zaliczyć głębokość prowadzonych robót, skłonność pokładu 504 do akumulowania energii sprężystej (R_C = 23 MPa), drążenie chodnika 6w badawczego w zasięgu teoretycznego zasięgu oddziaływania krawędzi pokładu 418, zalegającego w odległości około 99-104 m nad pokładem 504wg oraz krawędzi pokładu 506 zalegającego w odległości około 17-21 m pod pokładem 504wg oraz drążenie chodnika 6w badawczego w górnej warstwie pokładu 504 z pozostawieniem ponad 1 m węgla w spodku wyrobiska, występowanie na wybiegu chodnika 6w badawczego lokalnych uskoków o maksymalnym zrzucie 2,2 m, a także bliskie sąsiedztwo uskoku diagonalnego o zrzucie 110 m (rys. 1). Czynnikiem bardzo korzystnym z uwagi na zagrożenie tąpaniami jest drążenie chodnika 6w badawczego w warunkach górotworu odprężonego w wyniku wcześniejszej eksploatacji pokładu 506 (rys. 1).



Rys. 1. Eksploatacja warstwy górnej pokładu 504 ścianą 004 w KWK „Bielszowice".
Fig. 1. Mining of the upper layer of coal seam no. 504 with longwall no. 004 in "Bielszowice" Coal Mine.

3. METODA PROFILOWANIA SEJSMICZNEGO

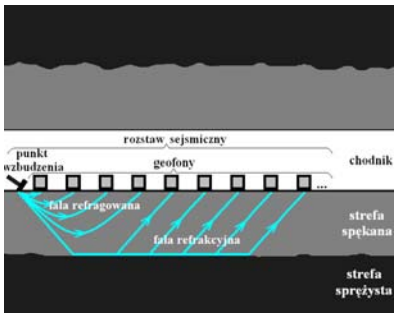
Metoda profilowania sejsmicznego jest jedną z metod geofizycznych stosowanych w podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny od wielu lat [1, 2, 8, 9, 10, 12, 14].

W trakcie drążenia wyrobiska chodnikowego powstaje wokół niego strefa spękana. Strefa spękana cechuje się osłabioną strukturą i obniżonymi naprężeniami [1]. Strefa ta charakteryzuje się zmianą gradientu prędkości rozchodzenia się fal sejsmicznych. Najmniejsza wartość prędkości fali występuje przy ociosie chodnika i rośnie w miarę oddalania się od niego. Rozchodzące się w strefie spękanej fale są falami refragowanymi. Poza strefą spękaną występuje strefa sprężysta, tj. nienaruszona wykonaniem wyrobiska chodnikowego. Na granicy między strefą spękaną i sprężystą występuje maksimum naprężeń obwodowych i najkorzystniejsze warunki propagacji fali refrakcyjnej [10]. W przypadku braku wyraźnej granicy refrakcyjnej wyznaczenie prędkości fali refrakcyjnej nie jest możliwe.

Profilowanie sejsmiczne w wyrobiskach chodnikowych wykonywane jest wzdłuż linii profilowej, na której instalowane są punkty wzbudzania i odbioru. Wzbudzanie fal sejsmicznych odbywa się zazwyczaj poprzez udar młotem bezpośrednio w ocios wyrobiska lub poprzez metalowy pręt. Profil sejsmiczny podzielony jest na mniejsze odcinki zwane rozstawami sejsmicznymi, w których wykonywane są podstawowe czynności pomiarowe, tj. wzbudzanie, odbiór i rejestracja fal sejsmicznych. Profilowania sejsmiczne można wykonywać w wersji z wieloma punktami wzbudzenia lub z wieloma punktami odbioru.

W chodniku 6w badawczym w pokładzie 504wg profilowania sejsmiczne były wykonywane w wersji z wieloma punktami odbioru (każdorazowo 11 odbiorników) przy wykorzystaniu aparatury sejsmicznej PASAT-M. Odbiorniki, tj. sondy geofonowe SG3 rejestrujące w pasmie

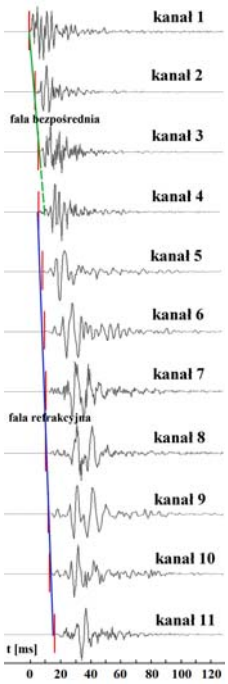
częstotliwości 4,5-10000 Hz, były instalowane na metalowych kotwach zamocowanych w pokładzie węgla, w ociosie południowym chodnika 6w badawczego. Sonda geofonowa SG3 jest sondą dwuosiową, umożliwiającą rejestrację drgań w płaszczyźnie poziomej równolegle i prostopadle do ociosu wyrobiska pomiarowego. Stosowanie takiej sondy podczas profilowania sejsmicznego umożliwia kierunkową preferencję fali sejsmicznej podłużnej P oraz poprzecznej spolaryzowanej poziomo SH propagujących w pokładzie węgla. W celu preferencji podłużnej fali sejsmicznej P stosowany był również odpowiedni kierunek udaru, tj. koniec pręta stykający się z ociosem wyrobiska odchylony był od kierunku prostopadłego do ociosu w kierunku sond geofonowych. Każda sonda geofonowa systemu PASAT-M zaopatrzona jest we własny moduł pomiarowo-transmisyjny MPT. Inicjowanie pomiaru, jak i transmisja przetworzonych sygnałów sejsmicznych pochodzących z modułu MPT odbywa się przez moduł wyzwalania pomiarów MWP [7]. Przetworzone dane na postać cyfrową są zapamiętywane w pamięci modułu PDA. Transmisja danych odbywa się drogą radiową (Bluetooth). Poprzez moduł PDA istnieje możliwość obserwacji zapisów sejsmicznych w czasie rzeczywistym i jednoczesne zapisanie danych z sesji pomiarowej w pamięci urządzenia. Schemat profilowania sejsmicznego wraz z modelem propagacji fal sejsmicznych wzdłuż ociosu pochylni został przedstawiony na rysunku 2.



Rys. 2. Schemat profilowania sejsmicznego i modelu propagacji fal sejsmicznych wzdłuż ociosu chodnika 6w badawczego (widok z góry)
Fig. 2. The diagram of seismic profiling and model of seismic waves propagation along the sidewall of the testing gallery 6w (top view)

Wzmocnienie kanałów pomiarowych wynosiło 0 dB, a częstotliwość próbkowania 5 kHz. W celu wyeliminowania ewentualnych przypadkowych szumów stosowano wielokrotne sumowanie sygnału. Po wykonaniu badań dane pomiarowe transmitowane są poprzez moduł PDA, a następnie analizowane w specjalistycznym oprogramowaniu PASAT Seismic Signals Analysis, w którym możliwa jest analiza przebiegu fal sejsmicznych, korelacja fazowa, określenie pierwszych wstąpień fal sejsmicznych.

Geofony znajdujące się najbliżej punktu wzbudzenia rejestrują falę bezpośrednią (refragowaną), rozchodzącą się wyłącznie w strefie spękanej. Z kolei fala refrakcyjna jest rejestrowana przez geofony znajdujące się w większej odległości od punktu wzbudzenia. W przypadku małego stopnia spękań ociosowych i braku w związku z tym wyraźnej granicy refrakcyjnej, do pewnej długości bazy pomiarowej rejestrowane są wyłącznie fale refragowane [2]. Obraz falowy uzyskany podczas jednego z profilowań sejsmicznych w chodniku 6w badawczym w pokładzie 504wg przedstawiono na rysunku 3.



Rys. 3. Obraz falowy uzyskany podczas jednego z profilowań sejsmicznych w chodniku 6w badawczym
Fig. 3. The wave pattern obtained during one of the seismic profiling operations in the testing gallery 6w

Na podstawie odczytanych czasów pierwszych wstąpień fal sejsmicznych i przy uwzględnieniu geometrii rozstawu sejsmicznego skonstruowano hodografy, na podstawie których wyznaczono wartości prędkości rozchodzenia się fal sejsmicznych w badanym ośrodku. Dane, które dotyczyły fali refragowanej, związanej ze strefą spękaną wokół pochylni, wyraźnie odbiegały od głównej gałęzi hodografu związanej z falą refrakcyjną. Zasady interpretacji wyników profilowania sejsmicznego w wyrobiskach korytarzowych zostały przedstawione w literaturze [1, 2]. W ramach każdego z profilowań wyznaczono prędkość podłużnej fali refrakcyjnej.

Wzrost lub spadek poziomu naprężeń w pokładzie węgla w stosunku do poziomu naprężeń, jaki powinien w nim występować ze względu na głębokość zalegania może zostać określony w oparciu o zmierzone prędkości fali podłużnej przy wykorzystaniu anomalii sejsmicznej A_s:

$$A_s = \frac{v - v_0}{v_0} 100\% \tag{1}$$

gdzie:
v - zmierzona prędkość fali sejsmicznej [m/s], v_0 - prędkość odniesienia [m/s].

Prędkość odniesienia stanowi prędkość fali sejsmicznej propagującej w pokładzie węgla, w którym występują naprężenia normalne dla danej głębokości zalegania. Sposób wyznaczenia prędkości odniesienia był szeroko opisywany w literaturze m.in. [1, 2]. Prędkość odniesienia może również zostać wyznaczona in situ, w warunkach całkowitego braku oddziaływania

czynników geologicznych i górniczych mogących wpływać na wzrost naprężeń w pokładzie węgla. W oparciu o anomalię sejsmiczną zostały stworzone kryteria, dzięki którym można określić charakter wzrostu naprężeń, jak i efektywność odprężenia [1, 2]. Kryteria te zostały przedstawione odpowiednio w tabelach 1 i 2.

Tabela 1. Sejsmiczna skala oceny wzrostu naprężeń w warunkach kopalń GZW [1, 2].
Table 1. Seismic classification of stress increase in coal mines of the Upper Silesia Coal Basin [1, 2].

Anomalia sejsmiczna A_s [%]	Prawdopodobny przyrost naprężeń [%]	Charakterystyka wzrostu naprężeń
$A_s < 5$	< 20	brak
$5 \leq A_s < 15$	20-60	słaby
$15 \leq A_s < 25$	60-140	średni
$A_s \geq 25$	> 140	duży

Tabela 2. Sejsmiczna skala oceny efektywności eksploatacji odprężającej w warunkach kopalń GZW [1, 2].
Table 2. Seismic classification of destress mining effectiveness in coal mines of the Upper Silesia Coal Basin [1, 2].

Anomalia sejsmiczna A_s [%]	Prawdopodobny spadek naprężeń [%]	Charakterystyka efektywności odprężenia
$0 > A_s \geq -7{,}5$	< 25	brak
$-7{,}5 > A_s \geq -15$	25-55	słabe
$-15 > A_s \geq -25$	55-80	średnie
$A_s > -25$	> 80	silne

4. WYZNACZENIE PARAMETRÓW TŁUMIENIA FALI SEJSMICZNEJ METODĄ PROFILOWANIA SEJSMICZNEGO

Profilowanie sejsmiczne w wersji tłumieniowej polega na określaniu spadku amplitudy podłużnej fali sejsmicznej P, propagującej po granicy między strefą spękaną i sprężystą wraz z odległością od punktu wzbudzenia. Zanikanie amplitudy fali sejsmicznej spowodowane jest geometrycznym rozchodzeniem się fali (zwiększaniem się powierzchni frontu falowego) oraz przez to, że górotwór, w którym rozchodzi się fala nie jest ośrodkiem idealnie sprężystym (energia sejsmiczna jest rozpraszana oraz absorbowana). Istnieje wiele mechanizmów relaksacyjnych związanych z tym, że górotwór nie jest ośrodkiem idealnie sprężystym, w wyniku których zachodzi tłumienie fali sejsmicznej. Generalnie dla fal o niskich częstotliwościach (do około 100 Hz) tłumienie uwarunkowane jest głównie lepkim tarciem, wynikającym ze względnego ruchu medium nasycającego i szkieletu mineralnego oraz niejednorodnościami w budowie szkieletu mineralnego [5]. W przypadku pomiarów sejsmicznych w intensywnie spękanej strefie ociosowej wyrobisk chodnikowych w pokładzie węgla największy wpływ na tłumienie fal sejsmicznych ma pochłanianie związane z efektem tarcia na powierzchniach mikrospękań i rozluźnionych kontaktach międzyziarnowych [8]. Dla takiego sposobu tłumienia stan naprężeń w górotworze ma istotne znaczenie. Istotne znaczenie ma również ruch medium wypełniającego pory, szczególnie na kontaktach tego medium ze szkieletem mineralnym. Dla rozchodzącej się w ośrodku niesprężystym fali sejsmicznej zanik amplitudy wraz z odległością od źródła opisuje zależność:

$$A = A_0 e^{-\alpha r} \tag{2}$$

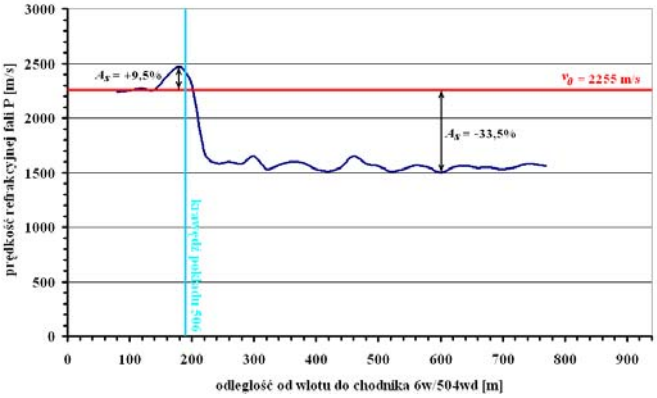
gdzie:
A - amplituda fali w odległości r od źródła, A_0 - amplituda fali w źródle, α - współczynnik tłumienia fali [1/m], r - odległość od źródła [m].

Wzrost naprężeń w strefie sprężystej, np. w rejonie krawędzi eksploatacyjnych wytworzonych w pokładach sąsiednich czy uskoków, powoduje zaciskanie porów i mikrospękań. Efektem tego jest wzrost sprężystości ośrodka, co przejawia się mniejszym tłumieniem amplitudy fali sejsmicznej [10]. Współczynnik tłumienia podłużnej fali sejsmicznej jest parametrem zdecydowanie bardziej czułym na zmiany stanu naprężeń w porównaniu do prędkości fali, co zostało potwierdzone przeprowadzonymi badaniami laboratoryjnymi [11, 13].

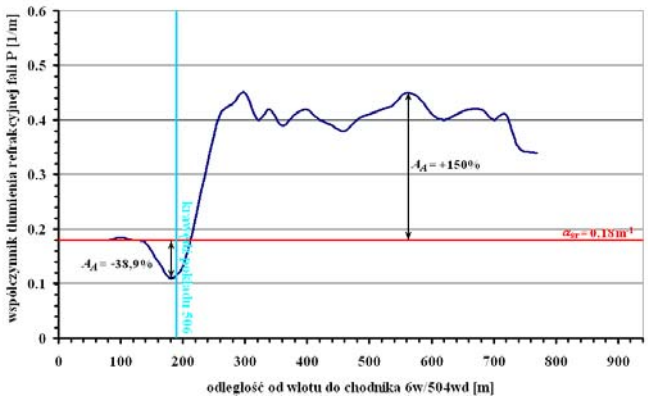
Na podstawie badań przeprowadzonych w chodniku 6w badawczym określono współczynnik tłumienia podłużnej fali P (refrakcyjnej). Sposób wyznaczenia współczynnika tłumienia w przypadku każdego rozstawu sejsmicznego polegał na odczytaniu wartości amplitudy pierwszego wstąpienia fali refrakcyjnej we wszystkich kanałach, w których fala ta została zarejestrowana. Następnie uwzględniano poprawkę wielkości tłumienia amplitudy ze względu na efekt geometrycznego rozchodzenia się fali oraz wzmocnienia poszczególnych geofonów. W dalszej kolejności amplitudy te normalizowano względem największej z nich, po czym obliczano ich logarytm naturalny. Tak przygotowane dane nanoszono na wykres, w którym na osi odciętych znajdowała się odległość od punktu wzbudzenia, a na osi rzędnych logarytm naturalny znormalizowanej amplitudy fali refrakcyjnej. Współczynnik kierunkowy dopasowanej do punktów pomiarowych metodą regresji liniowej prostej stanowi współczynnik tłumienia α. Metoda wyznaczenia współczynnika tłumienia w oparciu o metodę profilowania sejsmicznego została przedstawiona w literaturze [8, 9, 10].

5. WYNIKI BADAŃ

W chodniku 6w badawczym w pokładzie 504wg został wykonany cykl badań sejsmicznych metodą profilowania zgodnie z opisaną metodyką. Badaniami został objęty odcinek chodnika 6w badawczego znajdujący się poza zasięgiem teoretycznego oddziaływania krawędzi pokładu 506, w warunkach górotworu nieodprężonego, następnie odcinek chodnika 6w badawczego znajdujący się w zasięgu teoretycznego oddziaływania krawędzi pokładu 506, zalegającego w odległości 17-21 m pod pokładem 504wg, a w dalszej kolejności odcinek chodnika 6w badawczego znajdujący się w warunkach górotworu odprężonego eksploatacją odprężającą pokładu 506 dokonaną w latach 2010-2012. W ostatnim z wymienionych odcinków określono również czy przy dokonanej eksploatacji odprężającej wpływ na poziom naprężeń w pokładzie 504wg wywiera krawędź eksploatacyjna w pokładzie 418, zalegającym w odległości 99-104 m nad pokładem 504wg oraz lokalne zaburzenia uskokowe. Poziom naprężeń w pokładzie 504wg na całym wydrążonym odcinku chodnika 6w badawczego został określony w oparciu o wartości prędkości fali podłużnej. Na tej podstawie określono wartości anomalii sejsmicznej A_s, po czym zastosowano sejsmiczne kryteria oceny wzrostu naprężeń (tabela 1) oraz oceny efektywności eksploatacji odprężającej (tabela 2). Na całym wydrążonym odcinku chodnika 6w badawczego został również wyznaczony współczynnik tłumienia fali w przyociosowej części pokładu 504wg. Uzyskane wyniki skorelowano ze sobą. Rozkład prędkości fali podłużnej w przyociosowej części pokładu 504wg wzdłuż chodnika 6w badawczego został przedstawiony na rysunku 4, a współczynnika tłumienia podłużnej fali sejsmicznej na rysunku 5.



Rys. 4. Rozkład prędkości podłużnej fali refrakcyjnej w pokładzie 504wg wzdłuż ociosu chodnika 6w badawczego
Fig. 4. Distribution of refraction P-wave velocity in the upper layer of coal seam 504 along sidewall of testing gallery 6w.



Rys. 5. Rozkład współczynnika tłumienia podłużnej fali refrakcyjnej w pokładzie 504wg wzdłuż ociosu chodnika 6w badawczego.
Fig. 5. Distribution of refraction P-wave attenuation coefficient in the upper layer of coal seam 504 along sidewall of testing gallery 6w.

Prędkość fali podłużnej w pokładzie 504wg w warunkach górotworu nieodprężonego wyniosła średnio 2255 m/s. W zasięgu oddziaływania krawędzi pokładu 506 prędkość fali podłużnej wzrosła do maksymalnie 2470 m/s, co odpowiada anomalii sejsmicznej +9,5%. Zgodnie z sejsmiczną skalą oceny wzrostu naprężeń w kopalniach GZW (tabela 1) w rejonie krawędzi pokładu 506 stwierdzono słaby wzrost naprężeń, tj. wzrost naprężeń w zakresie od 20 do 60% w stosunku do naprężeń normalnych. W kierunku na wschód od krawędzi pokładu 506 prędkość podłużnej fali sejsmicznej gwałtownie malała do wartości 1500-1680 m/s, co odpowiada anomalii sejsmicznej w zakresie od -25,5% do -33,5%. Taka wartość anomalii sejsmicznej zgodnie z sejsmiczną skalą efektywności eksploatacji odprężającej dla kopalń GZW oznacza efekt silnego odprężenia (tabela 2). Prawdopodobny spadek naprężeń w stosunku do na-

prężeń normalnych występujących na głębokości zalegania pokładu 504wg w rejonie chodnika 6w badawczego przekroczył 80%. Profilowaniami sejsmicznymi przeprowadzonymi w wersji kinematycznej w chodniku 6w badawczym nie stwierdzono wyraźnego oddziaływania krawędzi pokładu 418 (na odcinku około 350-650 m od wlotu do chodnika 6w), a także strefy lokalnych zaburzeń uskokowych na poziom naprężeń w odprężonym pokładzie 504wg.

Uśredniony współczynnik tłumienia fali sejsmicznej w pokładzie 504wg w warunkach górotworu nieodprężonego wyniósł $\alpha_{śr} = 0{,}18\ m^{-1}$. W rejonie krawędzi pokładu 506 zanotowano spadek wartości tego współczynnika do wartości $0{,}11\ m^{-1}$. Anomalia tłumienia A_A określona w analogiczny sposób jak anomalia sejsmiczna i przy uwzględnieniu jego średniej wartości w warunkach górotworu nieodprężonego jako poziomu odniesienia wyniosła -38,9%. Dalej na wschód od krawędzi pokładu 506, w warunkach górotworu odprężonego zanotowano wzrost wartości współczynnika tłumienia do wartości $0{,}45\ m^{-1}$. Anomalia tłumienia obliczona w przedstawiony wyżej sposób wyniosła +150%. Nie stwierdzono zmiany wartości współczynnika tłumienia w pokładzie 504wg w części odprężonej w zasięgu potencjalnego oddziaływania krawędzi pokładu 418 (w odległości około 350-650 m na wschód od wlotu do chodnika 6w). Na końcowym zbadanym wybiegu chodnika 6w badawczego, w zasięgu strefy lokalnych zaburzeń uskokowych zanotowano spadek wartości współczynnika tłumienia do $0{,}34\ m^{-1}$.

PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Określenie poziomu naprężeń w pokładzie węgla ma istotne znaczenie ze względu na zapobieganie zjawisku tąpań. Wczesne wykrywanie koncentracji naprężeń umożliwia podejmowanie adekwatnych kroków w ramach profilaktyki tąpaniowej.

Poziom naprężeń w pokładzie 504wg w rejonie chodnika 6w badawczego w KWK „Bielszowice" został określony przy wykorzystaniu metody profilowania sejsmicznego w wersji kinematycznej i tłumieniowej. Chodnik ten drążony był w zmiennych warunkach geologiczno-górniczych. Stwierdzono wyraźną korelację zmian prędkości i współczynnika tłumienia podłużnej fali sejsmicznej w pokładzie 504wg, przy czym wartość współczynnika tłumienia wykazała większą wrażliwość na zmiany stanu naprężeń. W oparciu o przeprowadzone badania w chodniku 6w badawczym w zasięgu oddziaływania krawędzi eksploatacyjnej w pokładzie 506 została wyznaczona strefa szczególnego zagrożenia tąpaniami, w której obudowa została wzmocniona, a liczba zatrudnionych osób ograniczona do niezbędnego minimum.

Drążenie drugiego z chodników przyścianowych dla ściany 004 (tj. chodnika 5w badawczego) zaprojektowano na początkowym wybiegu w jeszcze bardziej niekorzystnych warunkach geologiczno-górniczych w porównaniu do chodnika 6w badawczego (współwystępujące na odcinku 60 m krawędzie eksploatacyjne pokładów 418, 502 i 506). Uwzględniając wyniki badań sejsmicznych z chodnika 6w badawczego i spodziewany jeszcze większy wzrost naprężeń w pokładzie 504 zdecydowano się na drążenie chodnika 5w badawczego w tym rejonie w kamieniu, utrzymując przy tym strefę szczególnego zagrożenia tąpaniami z obwarowaniami podobnymi jak w chodniku 6w badawczym. Pomimo drążenia chodnika 5w badawczego w kamieniu i przy ograniczonym postępie w jego rejonie utrzymywała się aktywność sejsmiczna świadcząca o podwyższonym poziomie zagrożenia tąpaniami. Podjęte w oparciu o badania sejsmiczne w chodniku 6w badawczym kroki dla robót przygotowawczych w pokładzie 504wg, minimalizujące zagrożenie tąpaniami okazały się słuszne i wystarczające.

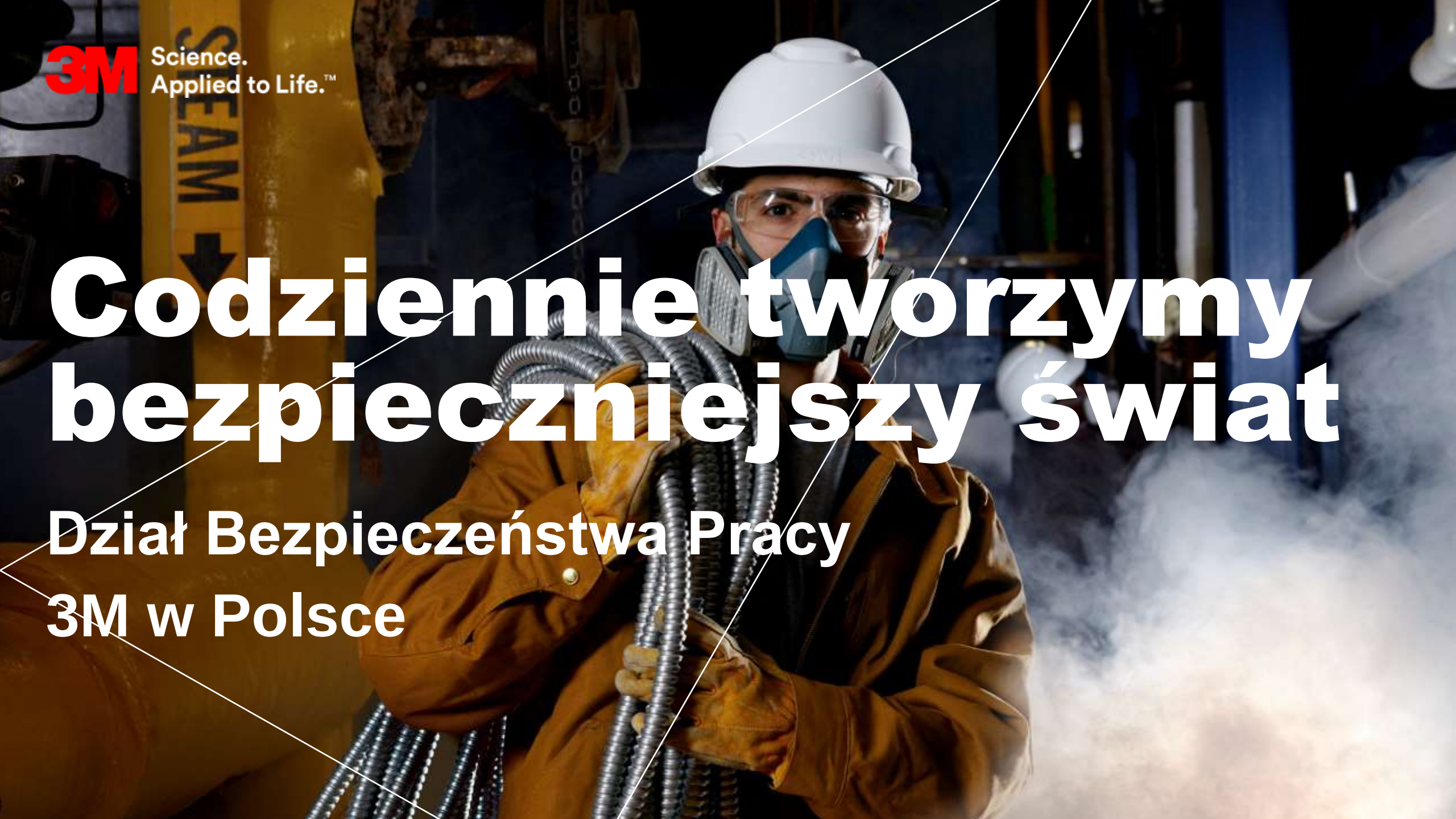
LITERATURA

[1] Dubiński J. 1989: Sejsmiczna metoda wyprzedzającej oceny zagrożenia wstrząsami górniczymi w kopalniach węgla kamiennego. Prace Głównego Instytutu Górnictwa, Katowice, s. 32–37,
[2] Dubiński J., Konopko W. 2000: Tąpania. Ocena, prognozowanie, zwalczanie. Główny Instytut Górnictwa, Katowice, s. 198–266,
[3] Dzik G., Wojtecki Ł. 2009: Próba określenia rozkładu współczynnika tłumienia na wybiegu ściany 306b/507 w KWK Bielszowice metodą pasywnej tłumieniowej tomografii sejsmicznej. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 10/2009, s. 28–32,
[4] Jarosz J. 2001: Sejsmiczna ocena spękań wokół wyrobiska, w: Badania geofizyczne w kopalniach, praca zbiorowa pod red. J. Dubińskiego, Z. Pileckiego, W. M. Zuberka. Wydawnictwo IGSMiE, Kraków, s. 347–354,
[5] Kasina Z. 1983: Problem tłumienia fal sprężystych w aspekcie sejsmiki poszukiwawczej. Prace Geologiczne nr 128. Wydawnictwa Geologiczne, Warszawa, s. 7–50,
[6] Kłosiński J. 2004: Wyznaczanie współczynnika dobroci Q tłumienia fali sejsmicznej. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 5/2004, s. 41–43,
[7] Oset K., Chmielarz S., Augustyniak A. 2010: Nowe rozwiązania w dziedzinie mobilnej aparatury sejsmicznej – PASAT M, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 8/2010, s. 18-29.
[8] Pilecki Z., Kłosiński J. 2007: Profilowanie tłumienia fali sejsmicznej w pokładzie węgla. Materiały Warsztatów z cyklu „Zagrożenia naturalne w górnictwie", s. 381–393,
[9] Pilecki Z., Szreder Z. 2007: Możliwość wykorzystania współczynnika tłumienia do oceny stanu naprężenia i deformacji za pomocą profilowań sejsmicznych w warunkach dużych głębokości, Prace Naukowe GIG. Katowice, s. 197-203,
[10] Szreder Z., Pilecki Z., Kłosiński J. 2008: Efektywność rozpoznania oddziaływania krawędzi eksploatacyjnych metodami profilowania tłumienia oraz prędkości fali sejsmicznej, Gospodarka Surowcami Mineralnymi, t. 24, zeszyt 2/3, s. 215–226,
[11] Winkler K. W., Nur A. 1982: Seismic Attenuation: Effects of Pore Fluids and Frictional Sliding, Geophysics, 47(1), s. 1-15,
[12] Wojtecki Ł., Dzik G. 2012: Profilowanie sejsmiczne ociosów chodników węglowych w wersji kinematycznej i tłumieniowej. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 4/2012, s. 29–37,
[13] Yu G., Vozoff K., Durney F. W., 1993: The Influence of Confining Pressure and Water Saturation on Dynamic Elastic Properties of Some Permian Coals, Geophysics, 58(1), s. 30-38,
[14] Żukowski G., Toczka J., Wojtecki Ł. 2011: Wykorzystanie metod sejsmicznych w wersji kinematycznej do określania stanu naprężeń w górotworze podczas eksploatacji w Kopalni Węgla Kamiennego „Bielszowice". Prace Naukowe GIG, Katowice, s. 578-597.

Determination of Stress Level in the Surrounding of Testing Gallery 6w in Coal Seam No. 504wg in "Bielszowice" Coal Mine Drilled Under Variable Geological and Mining Conditions with the Use of Seismic Profiling Method

The seismic profiling method enables determination of stress level in coal seam, near sidewall of headings. Velocity of seismic P-wave is standardly used for this purpose. At present, the attempts to use the attenuation coefficient of seismic waves for determination of stress level are made too. Recognition of stress concentrations in coal seam has important matter because of estimation of rockburst hazard level. It is important to preemptive detection the zones of stress concentrations in rock mass. With the increase of stress level in coal seam, velocity of seismic P-wave increases and the attenuation coefficient of seismic P-wave decreases. In this paper the results of seismic profilings performed in testing gallery 6w in the upper layer of coal seam 504

in “Bielszowice” Coal Mine, drilled under variable geological and mining conditions are presented. On the basis of the performed investigations the adequate preventive measures were applied.



Codziennie tworzymy bezpieczniejszy świat

Dział Bezpieczeństwa Pracy
3M w Polsce

Zastosowanie wysokich standardów BHP w celu zwiększenia bezpieczeństwa i ograniczenia kosztów.

Opracowanie: Karolina Smułka, dr inż. Rafał Hrynyk, Michał Kowalski

Dział Bezpieczeństwa Pracy 3M w Polsce

3M Science. Applied to Life.™

3M jest światowym liderem w dziedzinie bezpieczeństwa pracy



Jednorazowe półmaski filtrujące



Półmaski i maski pełne



Systemy z wymuszonym przepływem powietrza oraz zasilanie sprężonym powietrzem



Ochrona wzroku



Kombinezony ochronne



Kombinezony ochronne stosowane do ochrony przed substancjami chemicznymi i do ochrony dróg oddechowych



Bezpieczeństwo spawania – Speedglas™



Ochrona słuchu



Rozwiązania komunikacyjne – Peltor™



Ochrona głowy i twarzy



Materiał odblaskowy – Scotchlite™



Włókniny ocieplające – Thinsulate™



Mierniki mikroklimatu



Taśmy antypoślizgowe / maty antyzmęczeniowe i antypoślizgowe 3M™ Safety-Walk™, Sorbenty

© 3M 2016. All Rights Reserved. 3M Confidential.

3M Science. Applied to Life.™

Innowacyjność dzięki nauce

3M

to firma…

…która wymyśliła

półmaskę filtrującą

chroniącą przed cząstkami stałymi

umożliwiającą oddychanie czystym powietrzem w każdych warunkach



Poprawne użytkowanie ochron układu oddechowego

- Znajomość instrukcji użytkowania
- Odbyte szkolenie
- Twarz bez zarostu
- Odpowiedni rozmiar i dopasowanie
- Dobór elementów oczyszczających (filtry i/lub pochłaniacze)
- Przestrzeganie zasad dotyczących czyszczenia i konserwacji





3M Science. Applied to Life.™

Dopasowanie do twarzy

Nawet najlepszy sprzęt
nie zapewni
skutecznej ochrony
jeśli
część twarzowa
nie będzie
właściwie dopasowana !!!

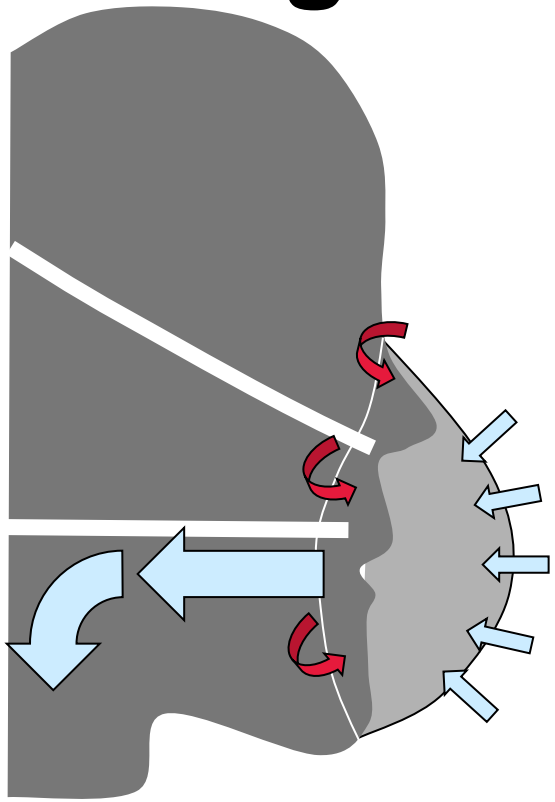


3M Science. Applied to Life.™

Duża różnorodność wymiarów twarzy użytkowników



Świadome użytkowanie ochron układu oddechowego



Przeciek
– niedopasowanie do twarzy

Filtracja
– skuteczność włókniny filtrującej

Wdychane powietrze = +

Rodzaje sprzętu ochron układu oddechowego
- dopasowanie części twarzowej

- rodzaj materiału
- kształt części twarzowej
- docisk taśm nagłowia







3M Science. Applied to Life.™

Dopasowanie półmasek jednorazowych



Dopasowanie półmasek wielorazowvch



Zatkanie zaworu wydechowego, sprawdzenie szczelności podczas wydechu





Zatkanie zaworów wdechowych sprawdzenie szczelności podczas wdechu

Ocena dopasowania sprzętu - TSI Portacount®

półmaski jednorazowe



maski pełne wielorazowe







półmaski wielorazowe



półmaski wielorazowe

Współczynnik dopasowania (ang. Fit Factor)

3M Science. Applied to Life.™

Współczynnik dopasowania (FF)

Określa ile razy powietrze pod maską / półmaską jest czystsze w porównaniu do otoczenia









50 x 200 x 5000 x 15 000 x

uśrednione wartości współczynnika dopasowania na podstawie wyników badań

3M Science. Applied to Life.™

Kompatybilność ochron









Efektywność finansowa



PÓŁMASKI		cena półmaski jednorazowej **P3**	półmaski - ilość szt/dziennie	**Koszt miesięczny na osobę**
JEDNORAZOWE		2,5	3	**165**

PÓŁMASKI	cena półmaski 7500	cena pary filtrów **6035 P3**	filtry - ilość szt/dziennie	**Koszt miesięczny na osobę**
WIELORAZOWE	120	30	wymiana raz na 4 dni	**137**

Miesięczna oszczędność / jeden pracownik
28,00

3M Science. Applied to Life.™

Usługi experckie

https://www.youtube.com/watch?v=jX3-I4RYEu4



Dziękuję za uwagę

Ergonomia komunikatów na przykładzie systemu dyspozytorskiego THOR

Adam Wojaczek
SEVITEL Sp. z o.o.

STRESZCZENIE: THOR jest dyspozytorskim systemem telekomunikacyjnym, który może zostać wykorzystany w każdym zakładzie górniczym, w którym istnieje potrzeba ciągłego monitorowania, bieżącej wizualizacji, gromadzenia i archiwizacji oraz raportowania i przetwarzania danych pochodzących z różnych źródeł. System ten może współpracować z eksploatowanymi w zakładach górniczych systemami monitorowania parametrów środowiska, nadzoru nad procesami technologicznymi, systemami łączności oraz alarmowania. THOR umożliwia przetwarzanie danych pochodzących z wielu źródeł i o różnym charakterze. Pełni on więc rolę „nakładki" na pozostałe systemy integrując je w jedną funkcjonalną całość, zapewniając jednolitą obsługę, wizualizację, raportowanie i dostęp do danych autonomicznych systemów eksploatowanych w kopalni i współpracujących z systemem THOR.

Istotną cechą systemu THOR jest możliwość definiowania ergonomicznych dla obsługi wzorców, generowania komunikatów informujących o zachodzących zdarzeniach. Komunikaty te mogą dotyczyć różnych sytuacji i być związane z dowolnym urządzeniem fizycznym lub wirtualnym (logicznym) pochodzącym z systemu zintegrowanego z systemem THOR. Przy ich pomocy użytkownik (dyspozytor) jest informowany o zaistniałych sytuacjach: alarmowych, ostrzegawczych, zdarzeniach testowych, błędach i innych. Każdy zdefiniowany komunikat posiada zbiór cech: nazwa, opis, kolor wyświetlania, sygnał dźwiękowy oraz określony charakter (alarm, ostrzeżenie itp.). Posiada także szczególne wymagania związane z jego obsługą (konieczność potwierdzenia, komentowania, automatyczne kasowanie). System THOR udostępnia użytkownikowi narzędzia do:

- definiowanie i konfiguracji wzorców komunikatów,
- ustalania warunków wygenerowania danego komunikatu,
- sygnalizowania nadejścia, wyświetlania i obsługi bieżących i archiwalnych komunikatów.

Definiowanie i konfigurowanie wzorców komunikatów oraz określanie warunków wygenerowania konkretnego komunikatu dla danego urządzenia umożliwia program *ODYN*. Definiowanie i konfigurowanie komunikatu polega na stworzeniu definicji wzorca komunikatu i określeniu jego cech charakterystycznych. Definiowanie warunków generowania komunikatu związane jest z określeniem kiedy dla danego urządzenia należy utworzyć, wywołać dany komunikat (realizowane automatycznie przez wewnętrzne moduły systemu). Komunikaty zawsze związane są z urządzeniami i mogą być generowane w oparciu o stan lub wartości pomiarowe danego urządzenia, z możliwością zadania zwłok czasowych potrzebnych na start i zakończenie trwania komunikatu.

Modułem służącym do sygnalizacji, wyświetlania i obsługi komunikatów jest program *Komunikaty*. W programie tym występujące komunikaty (zdarzenia) są pogrupowane w trzy

jednolite kategorie: bieżące, zakończone wymagające komentarza i archiwalne. Program dzięki przyjaznemu dla użytkownika interfejsowi umożliwia m.in.: przeglądanie komunikatów, potwierdzanie, kasowanie i komentowanie zakończonych komunikatów za pomocą przygotowanego zestawu formularzy. Wystąpieniu nowego komunikatu może towarzyszyć rozgłoszenie przygotowanego komunikatu głosowego.

W referacie przedstawiono możliwości systemu dyspozytorskiego THOR w zakresie (ergonomicznego dla użytkownika) definiowania i konfigurowania wzorców komunikatów, ustalania warunków generowania poszczególnych komunikatów oraz sygnalizowania, wyświetlania i obsługi występujących komunikatów opisujących różne zdarzenia zachodzące w systemie. Przedstawiono integralne moduły systemu THOR udostępnione użytkownikowi umożliwiające realizację tych zadań – program konfiguracyjny *ODYN* (w zakresie dotyczącym komunikatów – dla administratorów) i przeznaczony do obsługi, „użytkowania" komunikatów program *Komunikaty* (dla dyspozytorów, osób nadzoru).

Zwrócono uwagę na zalety korzystania z systemu komunikatów, do których należy przede wszystkim usprawnienie monitorowania i nadzoru nad krytycznymi obiektami zakładu górniczego. Osiąga się to dzięki zebraniu i wyświetleniu w jednym miejscu, w przyjazny i przejrzysty sposób, wszystkich istotnych komunikatów o zachodzących zdarzeniach z możliwością ich filtracji i obsługi. W przypadku monitorowania dużej ilości urządzeń, wykorzystanie komunikatów alarmowych staje się niezbędne w celu zapewnienia szybkiego informowania o istotnych zdarzeniach i wyeliminowanie ciągłego żmudnego obserwowania licznych plansz i tabel nadzorowanych urządzeń.

Możliwość poprawy wskaźników ekonomicznych przy drążeniu wyrobisk korytarzowych przez zastosowanie obudowy ze stali o podwyższonych parametrach mechanicznych

Lech Wizner – *Heintzmann-Silesia Sp. z o.o.*
Lucjan Wolny – *Heintzmann-Silesia Sp. z o.o.*

TITLE OF THE PAPER: Prospects for improving economic indicators of roadway boring by using supports made of steel with better mechanical parameters

STRESZCZENIE: Zastosowanie obecnie dostępnych na polskim rynku kształtowników stalowych dla górnictwa wykonanych ze stali 31Mn4 w gatunkach stali ulepszonej cieplnie 31Mn4+QT oraz 31Mn4+QT630 umożliwiają poprawę wskaźników ekonomicznych przy drążeniu wyrobisk korytarzowych. Wykorzystanie gatunków stali o podwyższonych parametrach mechanicznych do produkcji kształtowników górniczych typu V oraz TH pozwala na osiągnięcie wyższych wskaźników nośności dla odrzwi obudowy chodnikowej. W konsekwencji prowadzi to do obniżenia kosztów zastosowanej w drążonych wyrobiskach korytarzowych obudowy stalowej.

ABSTRACT: Substituting the31Mn4 steel sections currently available in the Polish market with ones made of hardened and tempered steel 31Mn4+QT and 31MN4+QT630 will improve economic indicators of roadway boring. The application of steels with better mechanical characteristics for making mining type V and type TH steel sections will result in better load-bearing capacity of the roadway supports and will eventually lead to lower costs of the steel roadway support.

SŁOWA KLUCZOWE: obudowa stalowa ŁP, kształtowniki korytkowe TH70 i V, wskaźniki nośności odrzwi obudowy ŁP dla stali ulepszonych cieplnie, przykłady obliczenia zysku finansowego dla obudowy wykonanej ze stali ulepszonej cieplnie.

KEYWORDS: ŁP steel support, TH70 and V HSS sections, ŁP roadway support load-bearing capacity when using hardened and tempered steels, examples of calculating financial profits for roadway supports made of hardened and tempered steel types.

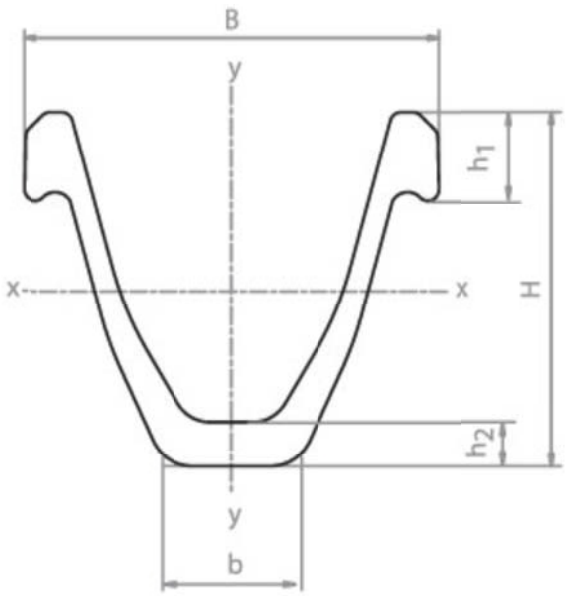
1. WPROWADZENIE

Podziemna eksploatacja górnicza wiąże się z koniecznością wykonania wielu wyrobisk korytarzowych – udostępniających i przygotowawczych. Drążone wyrobiska zabezpiecza się obudową, której podstawowym zadaniem jest zapewnienie stateczności wyrobiska rozumianej jako utrzymanie w założonym okresie użytkowania gabarytów jego przekroju poprzecznego

oraz zabezpieczeniem ludzi, maszyn i urządzeń przed obrywającymi się ze stropu lub ociosów odłamkami skalnymi lub przed zawałem [1]. Drżenie wyrobisk o coraz większych przekrojach poprzecznych powoduje zwiększenie rozpiętości poszczególnych elementów konstrukcyjnych, tworzących obudowę, a co za tym idzie również wzrost wartości występujących w nich sił wewnętrznych. Jednym z głównych działań, zmierzających do poprawy stateczności wyrobisk korytarzowych, jest stosowanie do wykonania elementów konstrukcyjnych obudowy materiałów o wyższych wartościach właściwości wytrzymałościowych [9]. Drugim aspektem skłaniającym do coraz szerszego wprowadzania stalowej obudowy podatnej wykonanej w gatunkach stali o podwyższonych parametrach mechanicznych jest możliwość poprawy wskaźników ekonomicznych, to jest obniżenie kosztów materiałowych o ok. 4-8% w przeliczeni na 1mb wyrobiska.

2. OGÓLNA CHARAKTERYSTYKA STALOWEJ OBUDOWY ODRZWIOWEJ

Kształtowniki stalowe walcowane na gorąco typu V i TH70 używane do produkcji obudowy odrzwiowej posiadają zbliżone wymiary w swoich grupach rozmiarowych i charakteryzują się podobnym wyróżnikiem masy 1 metra bieżącego kształtownika. Schemat podstawowych wymiarów przedstawiono na rys.1 oraz w tabeli 1.



Rys. 1. Schemat podstawowych wymiarów kształtownika V i TH70

Fig. 1: Basic dimensions of V and TH70 sections

Tabela 1. Zestawienie podstawowych parametrów charakteryzujących kształtownik typu V według normy polskiej PN-H-93441 [5] oraz TH według normy niemieckiej DIN 21530 [4]

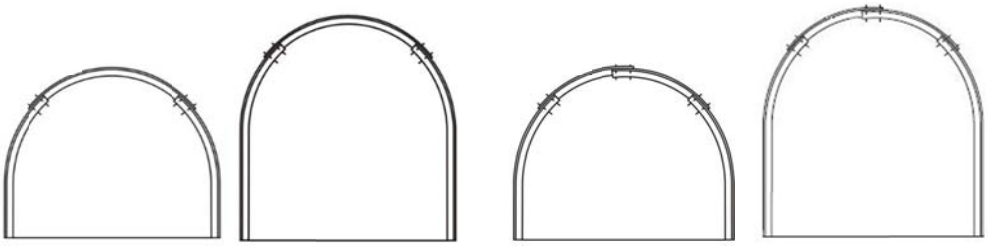
Table 1: Comparison of basic type V section parameters according to PN-H-93441 [5] Polish standard and type TH parameters according to DIN 21530 [4] German standard

Typ	G kg/m	Przekrój cm^2	H mm	B mm	b mm	h_1 mm	h_2 mm	I_x cm^4	W_x cm^3	I_y cm^4	W_y cm^3
V21	21,0	26,8	108	125	45,0	26,0	14	335	59,3	394	63,0
V25	25,0	31,7	118	135	46,3	28,5	15	464	74,6	540	80,0
V29	28,5	36,3	124	150	53,0	31,5	16	581	87,5	756	100,5
V32	32,1	40,9	137	171	59,5	35,5	16	838	121,4	1174	137,3
V36	35,5	45,2	138	171	60,5	35,5	17	923	127,6	1229	143,7
V44	43,9	55,9	150	174	58,0	45,0	19	1285	168,5	1629	187,2
TH21	20,9	26,7	108	127	42	30	12	324	60	410	64
TH25	25	31,9	118	136	46	31,5	15	455	74	558	82
TH29	29	37	124	150	53	33	15	598	93,7	799	106
TH34	33,8	43,1	136,5	171	60,5	34	15,5	870	122	1182	138
TH36	35,9	45,7	138	171	60,5	35,5	17	928	128	1244	146
TH40	39,9	50,9	145	172	58	41	18	1120	153	1440	167
TH42	41,8	53,3	146,4	172	58	42,4	19,4	1181	159	1499	174
TH44	43,7	55,7	147,8	172	58	43,8	20,8	1243	165	1559	181

Dla najczęściej wykorzystywanych rozmiarów obudowy przeprowadzono badania oceny możliwości współpracy ze sobą kształtowników TH70/36 i V36, stwierdzając ich ekwiwalentność [12].

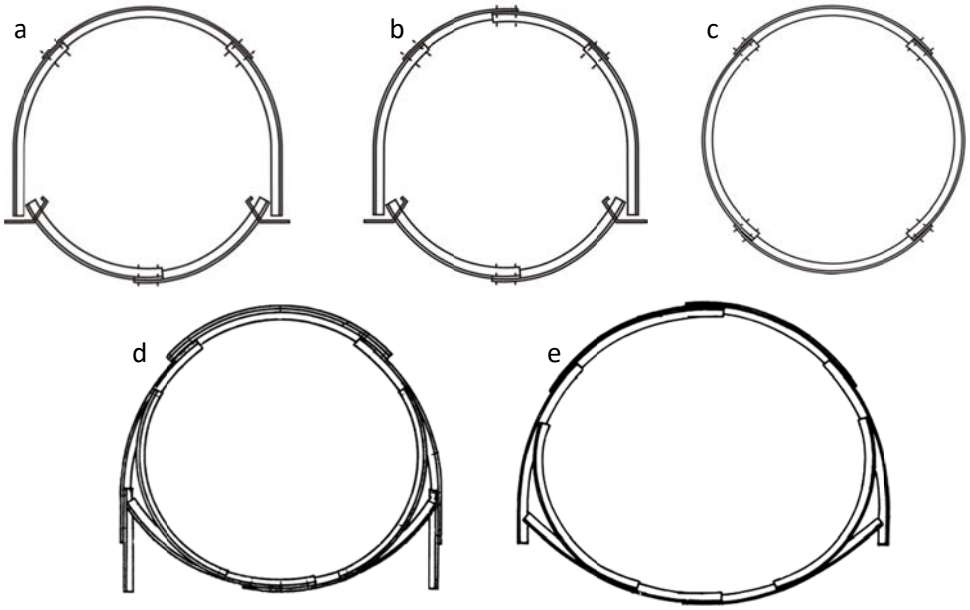
Typowe odrzwia stalowej obudowy łukowo podatnej ŁP i ŁPP wykonanej z kształtowników korytkowych schematycznie przedstawiono na rys. 2.

Odrzwia stalowej obudowy łukowej podatnej mogą różnić się wielkością w zależności od wymaganych gabarytów wyrobiska oraz rodzajem kształtownika. W szczególnych przypadkach projektuje się odrzwia pięcio- i sześcioelementowe. W ostatnich latach producenci stalowych obudów odrzwiowych dla górnictwa znacznie poszerzyli asortyment wyrobów i rozwiązań konstrukcyjnych [7,13] m.in. o obudowy ŁPrP/V32 i ŁPrP/V36 w wariancie Ł lub K produkowane również w wersji zamkniętej (ŁPrPZ/V32 i ŁPrPZ/V36). Ponadto dostępne są również odrzwia obudowy łukowo-prostej wzmocnionej ŁPrw, konstrukcje obudowy specjalnej zamkniętej ŁPZ, ŁPSCZ oraz obudowy kołowej ZOKP, które schematycznie przedstawiono na rys. 3.



Rys. 2. Odrzwia stalowej obudowy odrzwiowej podatnej z kształtowników korytkowych: odrzwia ŁP trzyczęściowe, odrzwia ŁPP trzyczęściowe, odrzwia ŁP czteroczęściowe, odrzwia ŁPP czteroczęściowe [7]

Fig. 2: Flexible steel roadway support made of structural hollow sections: 3-part ŁP supports, 3-part ŁPP supports, 4-part ŁP supports, 4-part ŁPP supports [7].



Rys. 3. Przykłady konstrukcji odrzwi obudowy stalowej łukowej podatnej zamkniętej z kształtowników korytkowych: a) odrzwia pięcioelementowe ze spągnicą, b) odrzwia sześcioelementowe ze spągnicą, c) czteroelementowe odrzwia obudowy kołowej, d, e) obudowa wieloelementowa zamknięta, wzmocniona [7].

Fig. 3: Examples of flexible, closed arch roadway support structure made of HSS sections: a) 5-part support with stringer; b) 6-part support with stringer; c) 4-part circular support; d, e) closed reinforced multi-section support [7]

3. GATUNKI STALI UŻYWANE DO PRODUKCJI STALOWEJ OBUDOWY ŁUKOWEJ PODATNEJ

3.1. Właściwości mechaniczne stali

Tabela 2. Właściwości mechaniczne stali stosowanych do produkcji elementów obudowy wyrobisk górniczych [2,4,6,10]

Table 2: Mechanical properties of steel types used for making mining roadway support components [2,4,6,10]

Znak gatunku stali	Właściwości mechaniczne				
	Własności wytrzymałościowe			Udarność KCU2	
	R_e	R_m	A_5	Temp. badań	K
	min.				
	MPa		%	°C	J/cm^2
25G2	340	550	18	+20	30
34GJ	340	550	17		30
31Mn4+AR	350	550	18		136*
S480W	480	650	17		30
17MnV7	520	650	18		112*
31Mn4+QT	520	660	18		189*
31Mn4+QT630	630	790	17		162*
S550W	550	730	18		50

*wartość z przeprowadzonych badań laboratoryjnych[8].
*values obtained under lab conditions [8].

Oznaczenia stosowane w tabeli 2:
+AR – as rolled stal niepoddana procesowi ulepszenia cieplnego,
+QT – stal poddana procesowi ulepszenia cieplnego,
+QT630 – stal poddana specjalnemu procesowi ulepszenia cieplnego.

Generalnie podwyższenie wartości parametrów mechanicznych uzyskuje się metodą zmiany składu chemicznego stali (S480W, 17MnV7, S550W) lub poprzez fizyczne oddziaływanie na kształtowniki stalowe, czyli proces tzw. ulepszenia cieplnego (31Mn4+QT, 31Mn4+QT630). Ulepszanie cieplne to obróbka cieplna polegająca na połączeniu hartowania z wysokim odpuszczaniem. Gatunki stali oznaczone symbolami 25G2, 34GJ, 31Mn4+AR posiadają zbliżone wartości parametrów mechanicznych i traktowane są jako tzw. „stale zwykłe”.

3.2. Skład chemiczny stali

Tabela 3. Skład chemiczny gatunków stali stosowanych do produkcji obudowy wyrobisk górniczych [2,4,6,10]

Table 3: Chemical composition of steels used for mining roadway supports [2,4,6,10]

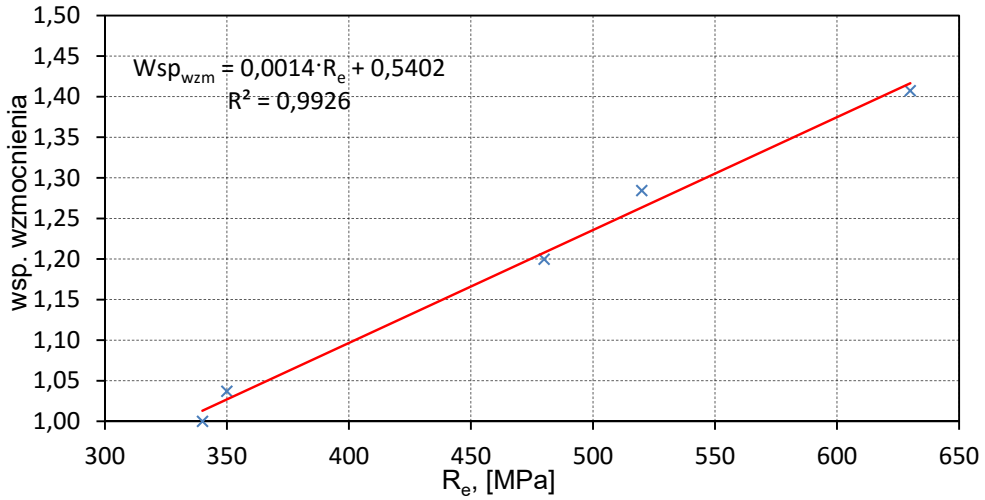
Znak gatunku stali	Skład chemiczny, %																
	C		Mn		Si		P	S	Cr	Ni	Cu	Mo	Al	Nb		V	
	od	do	od	do	od	do	max.						całko-wite	od	do	od	do
25G2	0,20	0,29	1,1	1,6	0,2	0,4	0,03	0,04	0,3	0,3	0,3	0,1	–	–	–	–	–
34GJ	0,3	0,38	0,7	0,95	0,15	0,3	0,045	0,045	–	–	–	–	min. 0,02	–	–	–	–
S480W	0,18	0,24	0,8	1,5	0,35	0,55	0,03	0,03	0,25 ÷ 0,45	–	0,25 ÷ 0,45	–	–	–	–	0,04	0,12
17MnV7	-	0,2	1,4	1,9	-	0,55	0,035	0,035	0,2	0,2	0,45	0,05	0,01	-	0,08	0,1	0,2
31Mn4	0,28	0,36	0,8	1,1	0,2	0,5	0,045	0,045	–	–	–	–	min 0,002	–	–	–	–

4. WPŁYW GATUNKU STALI NA NOŚNOŚĆ ODRZWI STALOWEJ OBUDOWY PODATNEJ

Wskaźnik nośności odrzwi definiowany jest jako graniczne, maksymalne obciążenie jednego metra długości stropnicy. Wartości wskaźników nośności odrzwi najczęściej oznacza się na podstawie badań, w których odrzwia są w stanie usztywnionym, a końce łuków ociosowych zamocowane przegubowo na podporach stałych. W badaniach oprócz obciążenia czynnego uwzględnia się odpór sprężysty pochodzący od ociosów wykonanego wyrobiska [3]. Wykorzystując metodę elementów skończonych oraz system komputerowy ABC6, zbudowano model numeryczny odrzwi obudowy, którego rozwiązanie pozwoliło na określenie wielkości i rozkładu sił wewnętrznych na obwodzie odrzwi obudowy.

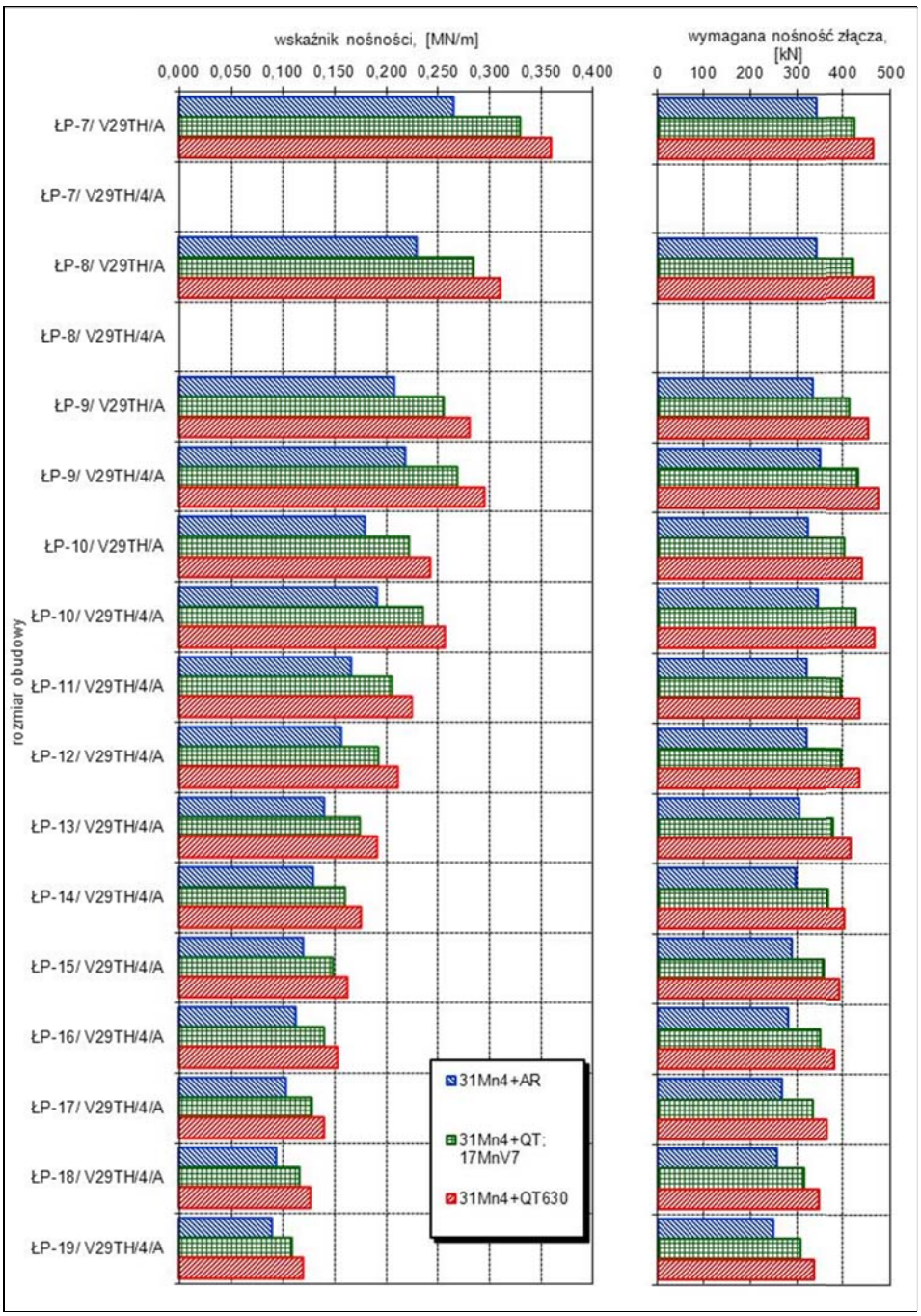
Wartości wskaźników nośności odrzwi obudowy ŁP obliczono metodą stanów granicznych wykorzystując zasadę najsłabszego ogniwa [9] dla stali: 31Mn4+AR, 31Mn4+QT i 17MnV7 oraz 31Mn4+QT 630. Wyniki obliczeń przedstawiono na rys. 5÷7.

Na rys. 4 przedstawiono ogólną zależność funkcyjną wzrostu nośności odrzwi obudowy w stanie usztywnienia od wartości granicy plastyczności stali, z jakiej zostały wykonane. Przedstawiony współczynnik wzmocnienia wyznaczono jako iloraz nośności odrzwi wykonanych ze stali o określonej granicy plastyczności do nośności odrzwi wykonanych ze stali o granicy plastyczności wynoszącej 340 MPa.

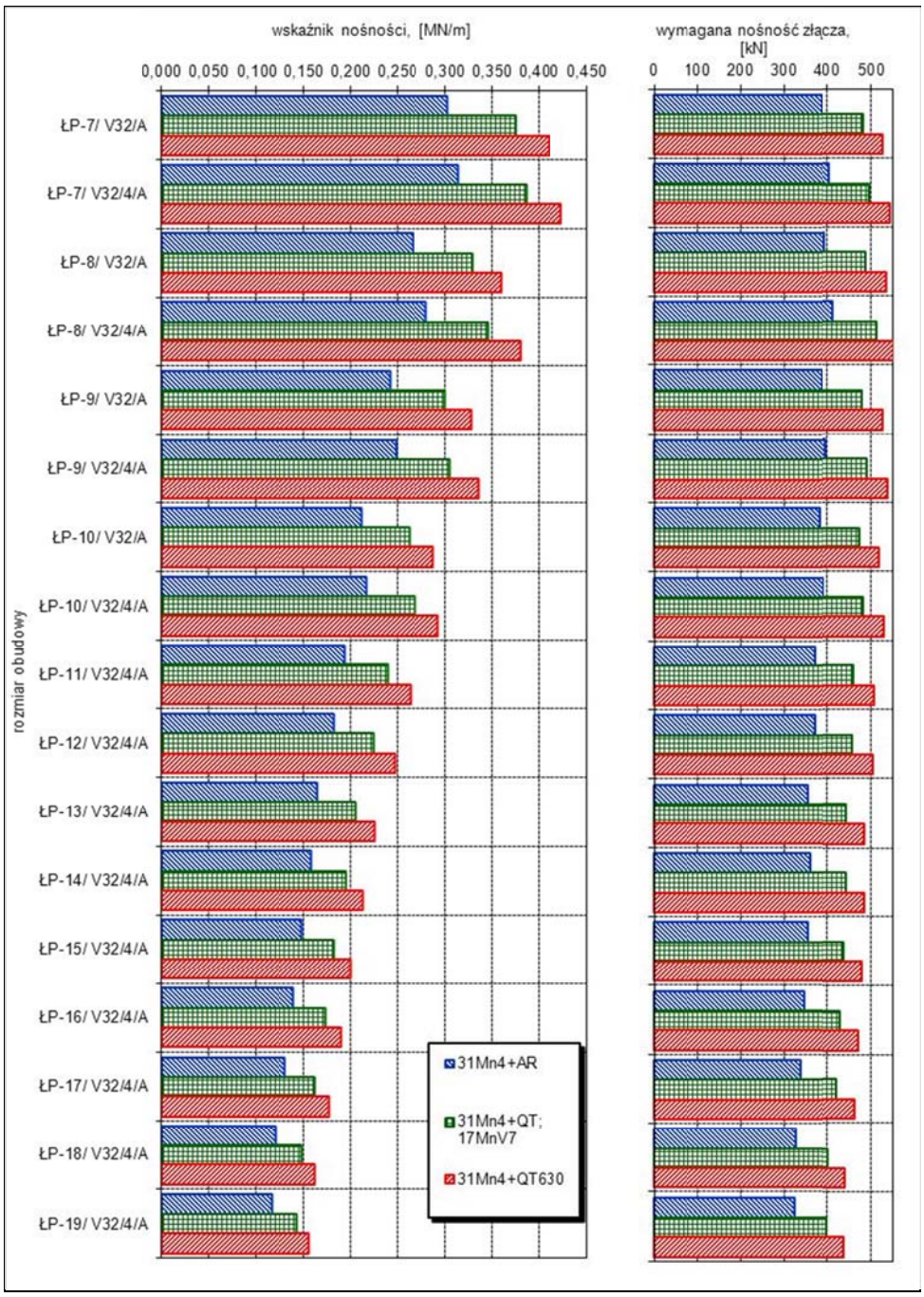


Rys. 4. Kształtowanie się współczynnika wzrostu nośności odrzwi
w zależności od granicy plastyczności stali

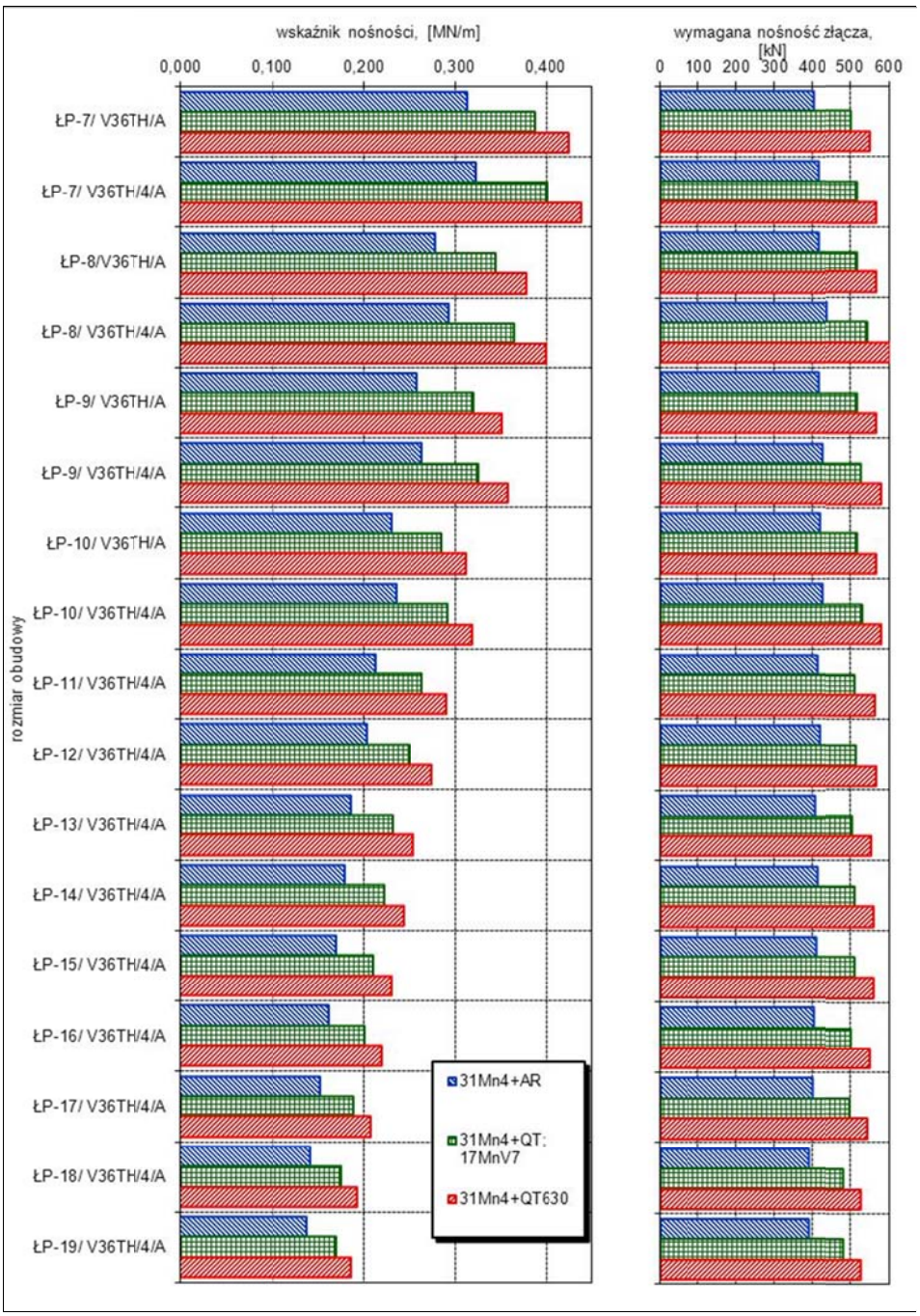
Drugim, obok wskaźnika nośności odrzwi w stanie usztywnionym, parametrem pracy obudowy jest nośność złącza. Dobrze zaprojektowane odrzwia obudowy powinny w pełni wykorzystywać nośność w stanie usztywnionym wynikającą z nośności kształtownika oraz zachować podatność konstrukcji. Aby osiągnąć podatność konstrukcji, nośność złącz powinna być nie większa od nośności odrzwi w stanie usztywnionym. W tym celu przeprowadzono obliczenia wymaganej nośności złącz odrzwi obudowy aby w momencie ich zsuwu nośność w stanie usztywnionym wyczerpać na poziomie 80%. Wyniki przeprowadzonych obliczeń przedstawiono na rys. 8.



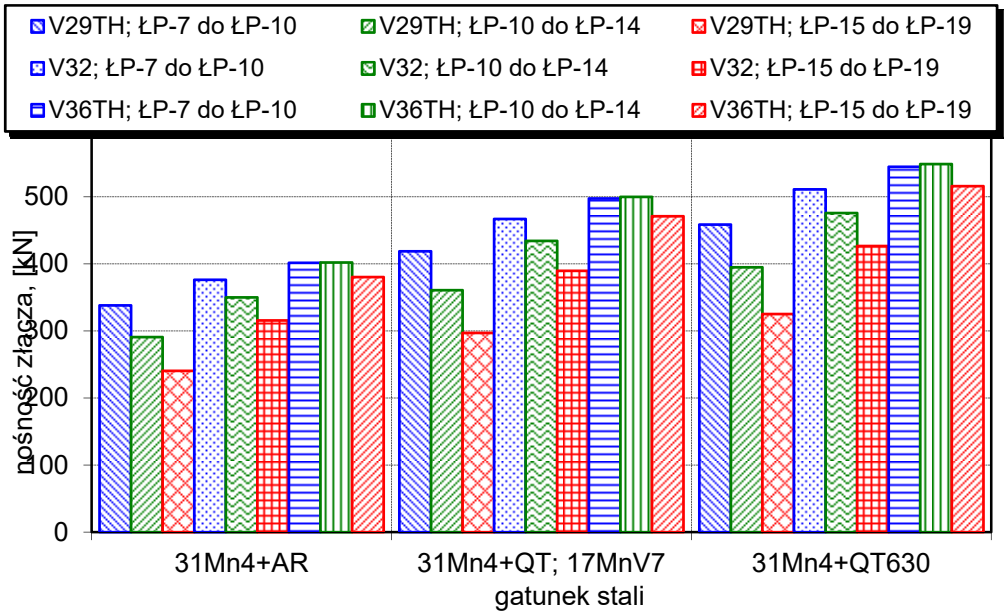
Rys. 5. Obliczone wartości wskaźnika nośności odrzwi obudowy ŁP-7÷ŁP-19 wykonanych z kształtownika V29TH
Fig. 5: ŁP7÷19 support load-bearing capacity when made of V29TH section



Rys. 6. Obliczone wartości wskaźnika nośności odrzwi obudowy ŁP-7÷ŁP-19 wykonanych z kształtownika V32
Fig. 6: ŁP7÷19 support load-bearing capacity when made of V32TH section



Rys. 7. Obliczone wartości wskaźnika nośności odrzwi obudowy ŁP-7÷ ŁP-19 wykonanych z kształtownika V36TH
Fig. 7: ŁP7÷19 support load-bearing capacity when made of V36TH section

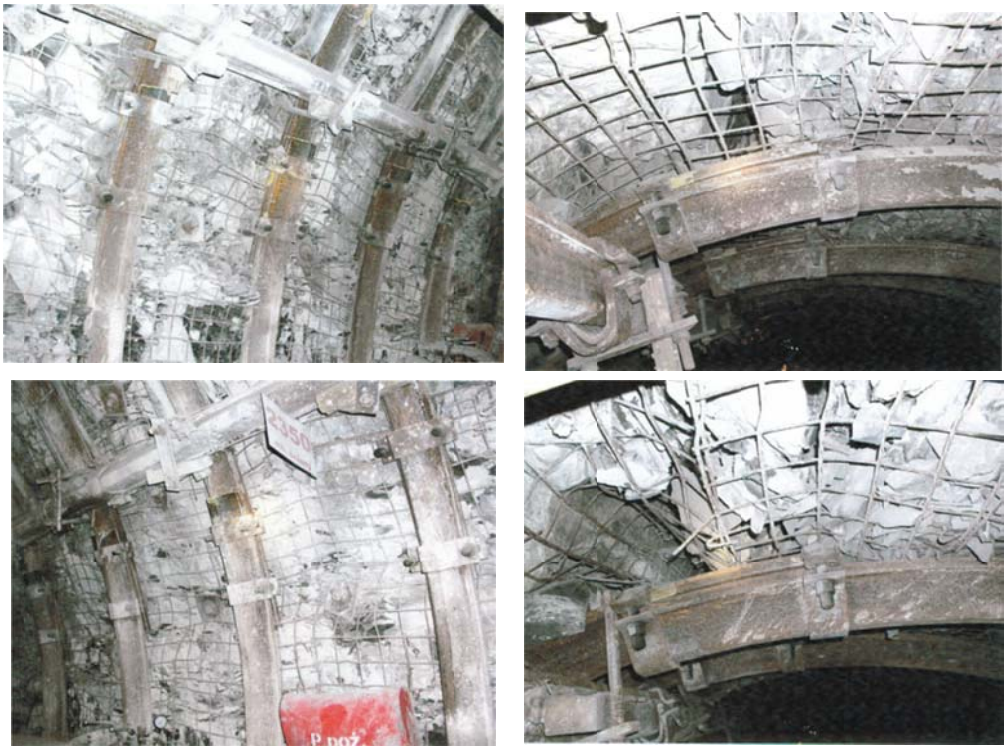


Rys. 8. Wymagane wartości nośności złącz odrzwi obudowy ŁP w zależności od ich rozmiaru oraz gatunku stali
Fig. 8: Maximum load-bearing capacity of ŁP support fasteners depending on their size and type of steel

Przeprowadzone obliczenia wykazały, że istnieje zależność wymaganej nośności złącz od rozmiaru odrzwi, rodzaju kształtownika oraz gatunku stali, z której są wykonane. Im większy rozmiar odrzwi tym w większym stopniu o nośności odrzwi decydować będzie nośność w stanie usztywnionym, co oznacza, że nośność złącz odgrywa tu mniejszą rolę. W przypadku stosowania do produkcji łuków odrzwi obudowy ŁP stali o wyższych parametrach wytrzymałościowych, dla pełnego wykorzystania nośności odrzwi, konieczne jest stosowanie złącz o większej nośności (rys. 4÷7).
Publikowane wyniki badań stanowiskowych i modelowych potwierdzają wyniki prze-prowadzonych obliczeń. Dla wyraźnego podniesienia nośności roboczej odrzwi obudowy wykonanej w gatunkach stali o podwyższonych parametrach wytrzymałościowych należy zastosować dodatkowy element wzmacniający złącze – np. dodatkowe strzemię środkowe [9,10].

5. ZASTOSOWANIE ODRZWI OBUDOWY ZE STALI O PODWYŻSZONYCH PARAMETRACH MECHANICZNYCH METODĄ ULEPSZENIA CIEPLNEGO W WARUNKACH DOŁOWYCH LW „BOGDANKA” S.A.

Stosowanie do produkcji łuków ze stali o wyższych parametrach wytrzymałościowych pozwala na osiągnięcie korzystniejszych efektów technicznych (mniejsze zaciskanie wyrobiska, mniejsze deformacje obudowy) przy niższych kosztach wykonania i utrzymania wyrobiska (utrzymanie większego rozstawu odrzwi, wydłużenie okresu użytkowania wyrobiska bez konieczności wykonywania przebudowy itp.). Na rys. 4 przedstawiono kształtowanie się wzmocnienia obudowy ŁP w zależności od wytrzymałości na rozciąganie stali zastosowanej do wykonania odrzwi. Doświadczenia dołowe wynikające ze stosowania stali o zwiększonej wartości wytrzymałości na rozciąganie w polskim górnictwie głównie obejmują przedział wartości R_e = 340 ÷ 480 MPa oraz incydentalnie R_e = 550 MPa. Efekty tych działań w pełni potwierdzają podane powyżej informacje o możliwości stosowania większego rozstawu odrzwi, czy wydłużenia okresu użytkowania wyrobiska bez konieczności wykonywania jego przebudowy mimo pogarszających się warunków geologiczno-górniczych. Rozwój przemysłu hutniczego powoduje, że w ostatnich latach podstawowe elementy nośne stalowej obudowy odrzwiowej wykonywane są ze stali o coraz wyższej wytrzymałości na rozciąganie. Przykładem może tu być stosowanie przez niemieckiego producenta Bochumer Eisenhütte Heintzmann GmbH & Co.KG stali 31Mn4+QT630 o granicy plastyczności wynoszącej R_e = = 630 MPa. Zastosowanie odrzwi wykonanych z tego gatunku stali, obok innych działań techniczno – technologicznych pozwoliło na utrzymanie stateczności wyrobisk w trudnych warunkach geologiczno – górniczych, ograniczając ich konwergencję w stosunku do obudowy ze stali o granicy plastyczności wynoszącej 350 MPa o około 30% [9]. W Polsce pierwsze próby zastosowania na szerszą skalę odrzwi obudowy ŁP wykonane ze stali 31Mn4+QT630 przeprowadzono w LW „Bogdanka” S.A. przy współpracy z Heintzmann Silesia Sp. z o.o. Na rys. 9 przedstawiono fotografie dokumentujące zachowanie się obudowy w tych wyrobiskach, mimo oddziaływania wzmożonych ciśnień górotworu [11].



Rys. 9. Widok odrzwi obudowy ze stali 31Mn4+QT630 zabudowanych
w chodniku nadścianowym w LW „Bogdanka" S.A. [11]
Fig. 9: Roadway support made of 31Mn4+QT630 steel
in the LW "Bogdanka" S.A. top gate [11]

6. MOŻLIWOŚĆ POPRAWY WSKAŹNIKOW EKONOMICZNYCH

Zysk z tytułu oszczędności materiałów przy zastosowaniu odrzwi obudowy wykonanych ze stali o wyższych parametrach wytrzymałościowych można uzasadnić następującymi przypadkami:

- przy zastosowaniu odrzwi obudowy wykonanych ze stali o wyższych parametrach wytrzymałościowych można utrzymać założony rozstaw przy zastosowaniu lżejszego kształtownika,
- przy zastosowaniu odrzwi wykonanych z tego samego kształtownika ale ze stali o wyższych parametrach wytrzymałościowych można zwiększyć rozstaw odrzwi,
- można połączyć oba powyższe przypadki.

6.1. Utrzymanie stałego rozstawu odrzwi poprzez zastosowanie kształtowników o różnej masie i różnych gatunków stali

Obliczenia porównawcze przeprowadzono dla dwóch najczęściej stosowanych rozmiarów odrzwi obudowy ŁP-9 oraz ŁP-10, dla których wskaźniki nośności przedstawiają się następująco:

ŁP-9/V36/4/A dla stali w gatunku 25G2 w_n=0,255 MN/m

ŁP-9/V29/4/A dla stali w gatunku 31MN4+QT w_n=0,269 MN/m

Zakładając obecne ceny obudowy wynoszące odpowiednio: 3200 PLN/t dla stali 25G2 oraz 3660 PLN/t dla 31Mn4+QT, można obliczyć koszt 1 kompletu obudowy bez strzemion (tabela 5).

Tabela 5. Koszt 1 kompletu obudowy

Table 5: Cost of one roadway support set

Rozmiar/Gatunek	Masa odrzwi bez strzemion [kg]	Cena 1 kompletu odrzwi (bez strzemion) [PLN]	
		stal 25G2	stal 31Mn4+QT
ŁP9/V29/4/A	342,4	1095,68	1253,18
ŁP10/V29/4/A	367,6	1176,32	1346,42
ŁP9/V36/4/A	418,4	1338,88	1531,44
ŁP10/V36/4/A	456,0	1459,22	1668,96

Zysk z tytułu oszczędności materiałów przy zastosowaniu odrzwi obudowy wykonanych z lżejszego kształtownika wykonanego ze stali o wyższych parametrach wytrzymałościowych przy utrzymaniu założonego rozstawu można obliczyć ze wzoru:

$$z = \frac{(a-b)}{a} \cdot 100\% \quad (1)$$

gdzie

z – zysk wyrażony w %,

a – cena 1 kompletu odrzwi bez strzemion ze stali 25G2, PLN,

b – cena 1 kompletu odrzwi bez strzemion ze stali 31Mn4+QT.

W oparciu o wzór (1) określono zysk wynikający z zastąpienia odrzwi wykonanych z kształtownika V36 i stali 25G2 odrzwiami z kształtownika V29 i stali 31Mn4+QT. Wyniki obliczonych kosztów przedstawiają się następująco:

– przy zastosowaniu odrzwi obudowy ŁP-9/V29/4/A zamiast ŁP-9/V36 wynosi

$$z = \frac{(1338{,}88-1253{,}18)}{1338{,}88} \cdot 100\% = 6{,}4\% \quad (2)$$

– przy zastosowaniu odrzwi obudowy ŁP10/V29/4/A zamiast ŁP10/V36 wynosi

$$z = \frac{(1459{,}22-1346{,}42)}{1459{,}22} \cdot 100\% = 7{,}7\% \quad (3)$$

6.1. Zmiana rozstawu odrzwi poprzez zastosowanie kształtowników o różnej masie i różnych gatunków stali

Zakładając, że w danych warunkach geologiczno-górniczych obliczony rozstaw odrzwi obudowy wykonanych z profilu V29 wynosi 0,75 m dla stali o granicy plastyczności R_e=340-355 MPa (25G2, 34GJ, 31Mn4+AR), a przy zastosowaniu gatunków stali o granicy plastyczności R_e=520-630 MPa (31Mn4+QT, 31Mn4+QT630), ze względu na wyższe wskaźniki nośności, istnieje możliwość zwiększenia rozstawu odrzwi od 0,9 m do 1,0 m. Obliczenia zysku przy zastosowaniu odrzwi obudowy o rozmiarze ŁP9 i ŁP10 wykonanych z kształtowników V29 i V36 oraz przy założeniu zwiększenia podziałki odrzwi obudowy z 0,75 m do 0,9 m przedstawiono w tabeli 6.

Tabela 6. Wyniki obliczeń zysku w przeliczeniu na 1 mb wyrobiska

Table 6: Financial profit per one running meter of the roadway

Typ obudowy/Koszt 1 mb wyrobiska	Koszt dla 1 mb wyrobiska [PLN]		Zysk [%]
	R_e=340-350 MPa	R_e=520-630 MPa	
ŁP9/V29/4/A	1460,91	1392,42	4.68
ŁP10/V29/4/A	1568,43	1496,02	4,62
ŁP9/V36/4/A	1785,17	1701,60	4,68
ŁP10/V36/4/A	1945,60	1854,60	4,68

Uwaga: do obliczeń przyjęto jedynie koszty odrzwi obudowy bez strzemion, rozpór, siatki, stóp podporowych i wykładki. Należy wziąć jeszcze pod uwagę obniżenie kosztów transportu (mniej obudowy), zwiększenie komfortu pracy itd.

NOTE: Calculations take into account only the cost of the roadway support without stirrups, struts, wire mesh, supports, and lining. Additional aspects to consider include lower transportation costs (less lining), improved operator comfort, etc.

PODSUMOWANIE

Jednym z podstawowych czynników decydujących o skuteczności działań utrzymaniowych konstrukcji obudowy jest jej nośność, na którą decydujący wpływ posiadają m.in. jakość materiału oraz rodzaj kształtownika.

Do wykonania obudowy wyrobisk korytarzowych aktualnie stosuje się gatunki stali o granicy plastyczności od 340 do 630 MPa. Zastosowanie stali wyższego gatunku ma znaczący wpływ na nośność konstrukcji obudowy w stanie usztywnionym. Ma to również istotne znaczenie dla elementów konstrukcyjnych o dużej rozpiętości, które występują w konstrukcjach obudów wyrobisk o dużych gabarytach przekroju poprzecznego. Stosowanie stali o coraz większej wytrzymałości sprzyja uzyskiwaniu konstrukcji o wyższej nośności, a co za tym idzie tym sposobem można uzyskać poprawę warunków stateczności wyrobiska. Ważnym czynnikiem wpływającym na nośność elementu konstrukcyjnego jest również kształt i wielkość przekroju

poprzecznego kształtownika, z którego jest on wykonany. Rozpatrując konstrukcje stalowej obudowy odrzwiowej podatnej wyrobisk korytarzowych aktualnie wyróżnić można podstawowe profile stosowane do wykonania jej poszczególnych elementów, a mianowicie V29, V32, V34 i V36.

Drugim, obok nośności w stanie usztywnionym, parametrem pracy obudowy jest nośność zsuwna, o której decyduje nośność złącz. Dobrze zaprojektowane odrzwia obudowy powinny w pełni wykorzystywać nośność w stanie usztywnionym wynikającą z nośności kształtownika przy jednoczesnym zachowaniu podatności konstrukcji. Aby osiągnąć podatność konstrukcji, nośność złącz powinna być nie większa od nośności odrzwi w stanie usztywnionym. Dotrzymanie takiego warunku jest możliwe wtedy, gdy parametry złącza będą każdorazowo dobierane z uwzględnieniem rozmiaru odrzwi, wielkości kształtownika oraz gatunku stali [9].

Zastosowanie obudowy wykonanej ze stali ulepszonej cieplnie o podwyższonych parametrach wytrzymałościowych pozwala nie tylko na poprawę stateczności obudowy wyrobisk korytarzowych, ale także na polepszenie wskaźników ekonomicznych. Obliczony przykładowo zysk z tytułu poniesionych kosztów materiałowych dla wykonania 1 metra bieżącego wyrobiska wynosi od 4 do 8%.

SPIS LITERATURY

1. *Chudek M.*: Obudowa wyrobisk górniczych. Cz. I. Obudowa wyrobisk korytarzowych i komorowych. Wyd. „Śląsk", Katowice 1986.
2. *Cholewa M., Duży S.*: Jakość wykonania stalowej obudowy odrzwiowej podatnej z kształtowników korytkowych w świetle norm międzynarodowych. Budownictwo Górnicze i Tunelowe, 2013, nr 2.
3. *Hałat W.*: Nośności odrzwi wybranych obudów łukowych. Górnictwo i Geoinżynieria, r. 29, Zeszyt 3/1, 2005.
4. *Norma* DIN 21530-2 05.03. Obudowa górnicza – Część 2: Wymiary, nazwy i wartości statyczne.
5. *Polska Norma* PN-H-93441-3:2004. Kształtowniki stalowe walcowane na gorąco dla górnictwa. Część 3: Kształtowniki typu V. Wymiary.
6. *Polska Norma* PN-89/H-84023/05. Sal niskowęglowa wyższej jakości, mikrostopowa i stopowa. Gatunki.
7. Strona internetowa http://www.hutalab.com.pl/produkty.php, styczeń 2013.
8. *Laboratorium Metaloznawstwa I Obróbki Cieplnej ZDT-Glimag Mikołów Sp.z o.o*. Sprawozdanie z badań nr 94/13 i 124/13.
9. *Wizner L., Wolny L., Duży S.:* Parametry pracy odrzwi stalowej obudowy podatnej z kształtowników V ze stali ulepszonej cieplnie. Wiadomości Górnicze, 2014, nr 7-8.
10. *Kuziak R., Żak A., Woźniak D.* Instytut Metalurgii Żelaza*, Rotkegel M.* Główny Instytut Górnictwa, *Grodzicki M., Nawrot J.* Huta Łabędy S.A.: Odrzwia obudowy chodnikowej II generacji. Prace IMŻ 4 (2012).
11. *Dział Badań i Wdrożeń Inżynier ds. Obudowy i Kotwienia LW „Bogdanka".:* Wyniki badań z próbnego zastosowania obudowy odrzwiowej ze stali 31Mn4+QT630 firmy Heintzmann w chodniku nadścianowym ściany 1/VIII/385 w Stefanowie w kopalni LW „Bogdanka". Bogdanka, czerwiec 2014.

12. *Laboratorium Badań Urządzeń Mechanicznych GIG:* Sprawozdanie z badań nr BL-2/11-205. „Ocena możliwości współpracy ze sobą kształtowników TH70/36 i V36 w podatnych złączach odrzwi obudowy typu ŁP”.

Budowa wlotu w szybie VI JSW S.A. KWK „Budryk" poz. 1290

Andrzej Wichur
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

Danuta Domańska
ZPPUH „Budokop", Mysłowice

Kornel Frydrych
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

Adam Bugiel
PPG „ROW-JAS" Sp. z o.o., Jastrzębie Zdrój

Krystian Oślizło
PPG „ROW-JAS" Sp. z o.o., Jastrzębie Zdrój

Jacek Franiel
PPG „ROW-JAS" Sp. z o.o., Jastrzębie Zdrój

STRESZCZENIE: W trakcie pogłębiania szybu VI JSW S.A. KWK „Budryk" do głębokości 1320 m, zaprojektowano wykonanie wlotów szybowych na poziomie 1290.

Zaprojektowanie wlotów, a następnie ich wykonanie okazało się poważnym wyzwaniem technicznym, z uwagi na występujące na poz. 1290 ekstremalnie trudne warunki górniczo-geologiczne. Doświadczenie w projektowaniu wlotów i obudów szybowych realizowanych w Europie, kończą się zasadniczo na głębokości 1200 m, a w związku z tym brak jest punktów odniesienia, umożliwiających weryfikację wyników uzyskanych obliczeń obudowy i zastosowanych rozwiązań technologicznych. Autorzy koncepcji i projektu wlotu musieli oszacować dodatkowe ryzyko wystąpienia niezrównoważonych ciśnień na projektowaną obudowę, związane z występowaniem, powyżej wlotu, uskoku chudeckiego, którego krawędź dolna przecina wlot szybowy na jego końcu. W artykule przedstawiono wyniki obliczeń statycznych obudowy żelbetowej podszybia, przeprowadzonych przy użyciu metody elementów skończonych (MES) programem Robot Structural Analysis i przyjęte do obliczeń założenia. Wyczerpująco opisano również technologię wykonania wlotu i zastosowaną obudowę wstępną, która umożliwiła wykonanie całości wlotu w obudowie wstępnej, a następnie montaż zbrojenia betonu i betonowanie obudowy ostatecznej. Projekt techniczny obudowy wlotu na poz. 1290 jest wynikiem współpracy firmy PPG „ROW-JAS" Sp. z o.o. z pracownikami naukowymi Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie. Roboty górnicze związane z budową wlotu zakończono w marcu 2015 r.

SŁOWA KLUCZOWE: Wlot, szyb, podszybie

1. WSTĘP

W związku ze zwiększającą się głębokością eksploatacji pokładów węgla kamiennego obserwuje się coraz częściej uszkodzenia obudowy wlotów szybowych. Prowadzone są intensywne prace nad skonstruowaniem nowych typów obudowy wlotów, które mogą zapewnić ich bezawaryjność [1, 2, 3, 4, 5, 18, 19, 22]. Artykuł przedstawia jedną z ostatnich udanych prób rozwiązania tego problemu – drążenie podszybia szybu VI JSW S.A. KWK „Budryk" poz. 1290 dokonane przez Przedsiębiorstwo Produkcyjno-Górnicze „ROW-JAS" Sp. z o.o. w Jastrzębiu Zdroju.

2. KONCEPCJA OBUDOWY PODSZYBIA

2.1. *Warunki geologiczno-górnicze*

Szyb VI JSW S.A. KWK „Budryk" w Ornontowicach jest peryferyjnym szybem wentylacyjnym-wdechowym, materiałowo-zjazdowym, zlokalizowanym w miejscowości Chudów, po wschodniej stronie kopalni. Rzędna szybu wynosi +254,09 m.

Warunki techniczne głębienia szybu VI JSW S.A. KWK „Budryk" opisano w Dokumentacji hydrogeologicznej i geologiczno-inżynierskiej dla potrzeb głębienia i obudowy szybu [6]. Dokumentację opracował mgr inż. Henryk Lamparski w maju 2012 roku (upr. geolog górniczy), a pozytywnie zaopiniował w dniu 08.06.2012 roku geolog górniczy Marek Skiba (JSW S.A. KWK „Budryk").

Dokumentacja określiła warunki geologiczno-górnicze w dolnym odcinku szybu, jako ekstremalnie trudne już tylko choćby ze względu na duże głębokości. Dalszym utrudnieniem przy pogłębianiu, zdaniem Autora Dokumentacji, jest konieczność przechodzenia szybem przez strefę uskokową, wypełnioną mocno zaburzonym i zdruzgotanym materiałem skalnym. Zgodnie z Dokumentacją strefa ta miała wystąpić w szybie między głębokością 1175,5 m a 1230 m. Z dostępnych w czasie głębienia materiałów wynika, że przebieg uskoku „chudeckiego" jest bardziej oddalony od podszybia poz. 1290 m niż sądzono początkowo, co znacząco poprawia warunki drążenia wlotu na poz. 1290 m. Ocenia się, że *pod strefą uskokową mogą występować jeszcze spękania i szczeliny osłabiające górotwór, ale niewykazujące skłonności do przemieszczeń.* Wody dopływające do szybu charakteryzują się niewielkim dopływem (początkowy dopływ solanki do otworu badawczego wynosił 25–30 dm^3/min i w ciągu kilkudziesięciu godzin zmniejszył się do ok. 5 dm^3/min) oraz silną agresywnością w stosunku do betonu i stali konstrukcyjnej zwykłej jakości.

Na zakończenie autor Dokumentacji precyzuje [6]:

Biorąc pod uwagę powyższe stwierdzenia, głębienie szybu należy wykonać metodą zwykłą przy zachowaniu następujących uwarunkowań:

- *na odcinku przechodzenia przez strefę tektoniczną wymagane będzie zastosowanie zabezpieczeń pozwalające na szybkie osłonięcie ociosów oraz uchronienie obudowy ostatecznej przed konwergencją ociosów,*
- *odcinek szybu w strefie zaburzonej tektonicznie winien być zdylatowany od pozostałych odcinków; dylatacje powinny być wykonane również przy wlotach do podszybia,*
- *górotwór na stwierdzonych wodonośnych odcinkach powinien być zdrenowany w celu maksymalnego obniżenia ciśnienia, co zabezpieczy obudowę przed agresywnym oddziaływaniem wody,*

– *ze względu na nieregularne występowanie horyzontów solankowo-gazonośnych, należy podczas głębienia szybu VI wykonywać z dna trzy przedwierty na podwójny zabiór w rozstawie co 120°.*

Pogłębianie szybu prowadzone jest w warunkach I stopnia zagrożenia wodnego, IV kategorii zagrożenia metanowego oraz klasy A zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.

2.2. *Koncepcja obudowy podszybia* [20]

W wyniku analizy wniosków zawartych w dokumentacji geologicznej i geologiczno-inżynierskiej oraz własnej analizy geotechnicznej założeń projektowych sformułowano koncepcję konstrukcji wlotu do podszybia (rys. 1), składającą się z następujących głównych elementów:

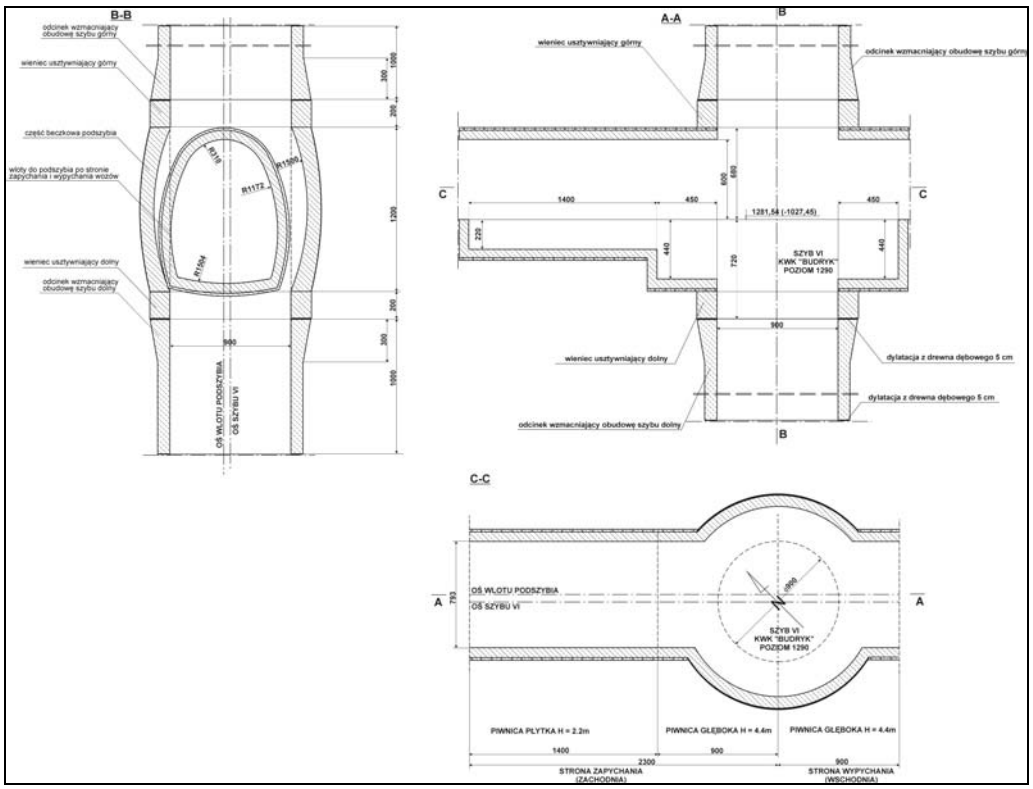
- odcinek wzmacniający obudowę szybu (górny),
- wieniec usztywniający górny (stopa górna),
- część beczkowa podszybia,
- wloty do podszybia po stronie zapychania i wypychania wozów,
- wieniec usztywniający dolny (stopa dolna),
- odcinek wzmacniający obudowę szybu (dolny).

Odcinki górny i dolny wzmacniające obudowę szybu zostały zaprojektowane jako odcinki o długości 10,0 m wykonane z betonu niezbrojonego C35/45 o grubości 0,80 m, posadowione bezpośrednio nad i pod wieńcem usztywniającym górnym i dolnym.

Bezpośrednio nad odcinkiem wzmacniającym górnym i pod odcinkiem wzmacniającym dolnym oraz nad wieńcem usztywniającym górnym i pod wieńcem usztywniającym dolnym przewidziano wykonanie dylatacji z drewna dębowego o grubości 0,05 m.

Obudowa beczkowej części podszybia oraz wieńce usztywniające górny i dolny zostały pierwotnie zaprojektowane jako konstrukcja złożona z:

– obudowy wstępnej z kotwi wklejanych typu POK - 22 o długości żerdzi 4,0 m w odstępie 0,75 x 0,75 m + warstwa betonu natryskowego klasy C12/15 o grubości 0,05 m; obudowa wstępna wykonywana bezpośrednio po częściowym odsłonięciu ścian wyrobiska jednej strony podszybia bezpośredniego;
– wieńca usztywniającego górnego o wysokości 1,5 m posadowiony w odległości 2,5 m od klucza sklepienia podszybia bezpośredniego, wykonanego z 4 poziomych pierścieni V36 (co 0,50 m) w 4 rzędach oddzielonych pionowymi prostkami (3 rzędy prostek V36 co 0,75 m) + beton klasy C25/30 o grubości 1,05 m, materiał łuków i prostek – stal S480W;
– części beczkowej wykonanej z 3 rzędów łuków beczkowych pionowych V36 (co 0,75 m) oddzielonych łukami poziomymi V36 (co 0,75 m) + beton klasy C25/30 o grubości 0,80 m, sięgającej od 2,5 m ponad strop podszybia bezpośredniego do 0,7 m poniżej spągu piwnicy głębokiej (4,40 + 0,7 m poniżej poziomu główki szyny), materiał łuków – stal S480W;
– wieńca usztywniającego dolnego o wysokości 1,5 m posadowionego w odległości 2,2 m od spągu piwnicy głębokiej (4,4 + 2,2 m w dół od poziomu główki szyny), wykonanego z 4 poziomych pierścieni V36 (co 0,50 m) w 4 rzędach oddzielonych pionowymi prostkami (3 rzędy pionowych prostek V36 (co 0,75 m) + beton klasy C25/30 o grubości 1,05 m, materiał łuków i prostek – stal S480W).



Rys. 1. Koncepcja obudowy podszybia szybu VI JSW S.A. KWK „Budryk” poz. 1290 m

W trakcie rozmów i konsultacji z Wykonawcą konstrukcja ta została zmodyfikowana i zaprojektowana jako konstrukcja złożona z [21]:

- obudowy wstępnej z kotwi iniekcyjnych typu IBO o długości żerdzi 4,0 m w odstępie 1,0 x 1,0 m + warstwa betonu natryskowego klasy C12/15 o grubości 0,05 m; obudowa wstępna wykonywana bezpośrednio po częściowym odsłonięciu ścian wyrobiska jednej strony podszybia bezpośredniego;
- wieńca usztywniającego górnego o wysokości 2,0 m i grubości 1,5 m, posadowionego w odległości 6,80 m od poziomu główki szyny, wykonanego z żelbetu C30/37, zbrojonego stalą klasy A-II 18G2-b (lub równoważną) ∅32 co 0,25 m (4 pręty na 1 mb);
- części beczkowej o promieniu wewnętrznym 12,75 m i zewnętrznym 18,50 m oraz zróżnicowanej grubości od 1,0 m (w środku) do 1,4 m (w miejscu połączenia z wieńcami wzmacniającymi górnym i dolnym); obudowę ostateczną beczki stanowi beton klasy C35/45 zbrojony dwoma rzędami prętów stalowych ∅32 ze stali A-II 18G2-b (lub równoważną) w odstępach co 0,0833 m (12 prętów na 1 mb);
- wieńca usztywniającego dolnego o wysokości 2,0 m i grubości 1,5 m, posadowionego w odległości 7,20 m od poziomu główki szyny, wykonanego z żelbetu C30/37, zbrojony stalą klasy A-II 18G2-b (lub równoważną) ∅32 co 0,25 m (4 pręty na 1 mb).

– W pierwotnym zamyśle zaproponowano połączenie części beczkowej podszybia z wieńcem usztywniającym górnym i dolnym w sposób przegubowy, jednak w wyniku dyskusji oraz obawy o rzeczywistą pracę tych przegubów i możliwości wykonawcze zmieniono je na połączenie sztywne.

Obudowa wlotu do podszybia zarówno po stronie zapychania jak i wypychania wozów, została zaprojektowana jako konstrukcja składająca się z:

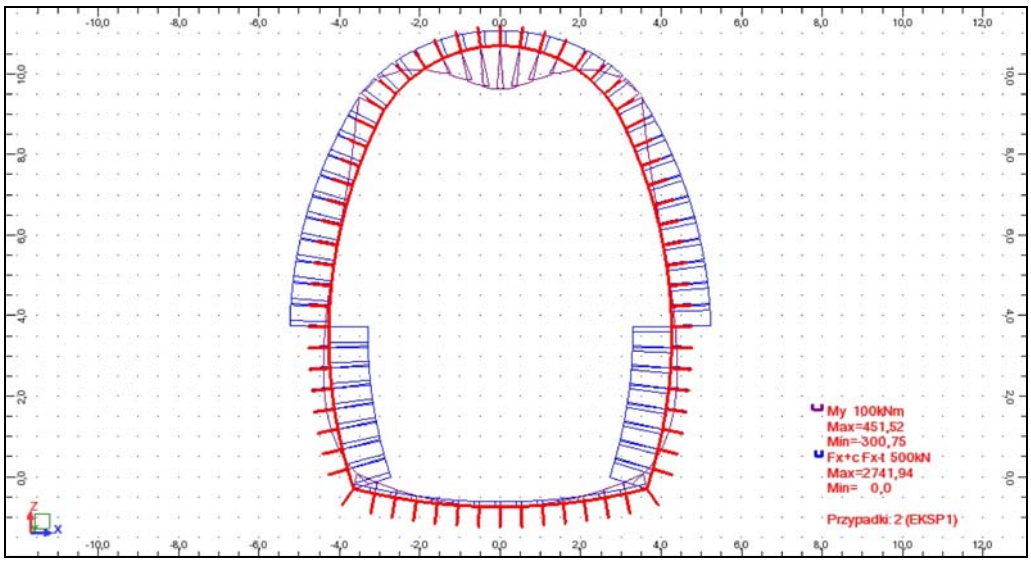
– obudowy wstępnej z kotwi wklejanych typu POK-22 o długości żerdzi 4,0 m w odstępie 1,0 x 1,0 m + warstwa betonu natryskowego klasy C12/15 o grubości 0,05 m; obudowa wstępna wykonywana bezpośrednio po częściowym odsłonięciu ścian wyrobiska jednej strony podszybia bezpośredniego; w przypadku pogarszających się warunków górniczo-geologicznych zalecono użycie kotwi iniekcyjnych typu IBO (zamiast kotwi POK-22) o długości żerdzi 4,0 m o rozstawie 1,0 x 1,0 m, o czym zdecydować miał Wykonawca w trakcie prowadzenia robót górniczych;
– obudowy wstępnej uzupełniającej z łuków V36 co 0,75 m ze stali S480W lub równoważnej, z siatkami okładzinowymi zgrzewanymi wg PN-G-15050:1996 [12] o oczkach 10 x 10 cm i warstwy betonu natryskowego klasy C12/15 o grubości 0,15 m; w przypadku pogarszających się warunków górniczo-geologicznych i wystąpienia zaciskania obudowy stalowej należy wzmocnić obudowę poprzez zabudowanie podciągów stalowych lub jako zabieg technologiczny, o czym decydować miał Wykonawca w trakcie prowadzenia robót górniczych; obudowa wstępna uzupełniająca zakładana bezpośrednio po wykonaniu kotwowo-betonowej obudowy wstępnej;
– obudowy ostatecznej żelbetowej z betonu klasy C25/30 o grubości 0,60 m, zbrojona stalą klasy A-II 18G2-b (lub równoważną) ∅25 co 0,25 m (4 pręty na 1 mb); obudowa ostateczna wykonywana po zakończeniu montażu obudowy wstępnej uzupełniającej.

W czasie wykonywania obudowy wstępnej oraz obudowy wstępnej uzupełniającej zalecano prowadzenie obserwacji konwergencji obudowy.

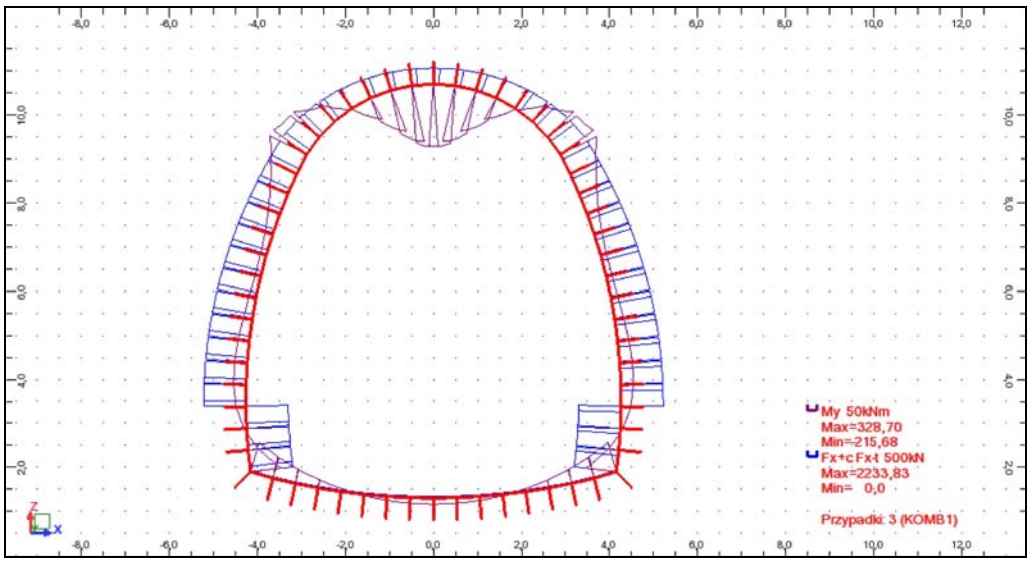
Nośność obudowy wstępnej została wyliczona na podstawie wytycznych normy PN-G-05020 [11]. Na podstawie tych obliczeń dla zadanych parametrów wyjściowych uzyskano podporność początkową obudowy wstępnej kotwowej POK równą 0,1330 MPa, a podporność początkową obudowy wstępnej stalowej łukowej przy sile powodującej zsuw w złączu (wg normy [13]) równą 0,0667 MPa. Podporność warstwy betonu natryskowego została pominięta w obliczeniach.

Obliczenia sił wewnętrznych w obudowie żelbetowej podszybia bezpośredniego przeprowadzono przy użyciu metody elementów skończonych (MES) programu Robot Structural Analysis, opierając się na zasadach określonych normą PN-G-05020 [11]. Do obliczeń przyjęto dwa przekroje wyrobiska po stronie zapychania i wypychania wozów. Współpracę obudowy z górotworem zamodelowano poprzez zamocowanie na obwodzie obudowy wahaczy o długości 50 cm w rozstawie co 0,5 m przy założeniu, że przenoszą one jedynie siły ściskające. W obliczeniach przyjęto, że obudowa sklepiona jest ramą przegubowo-nieprzesuwnie podpartą w miejscu zetknięcia ze spągiem oraz rozpartą do nieodkształcalnego podłoża przy użyciu wahaczy zamocowanych przegubowo do ramy i do podłoża. Wyniki obliczeń przedstawiono na rysunku 2 i 3.

Obliczenia zbrojenia obudowy żelbetowej podszybia bezpośredniego przeprowadzono zgodnie z PN-B-03264:2002 [8].

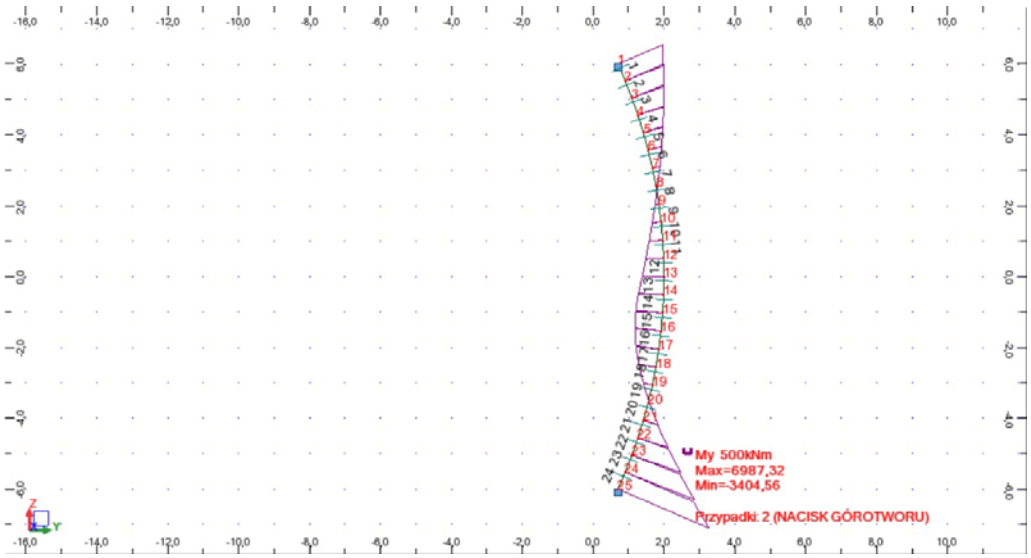


Rys. 2. Wykres momentów zginających i sił podłużnych w przekroju podszybia po stronie wypychania wozów (strona wschodnia)

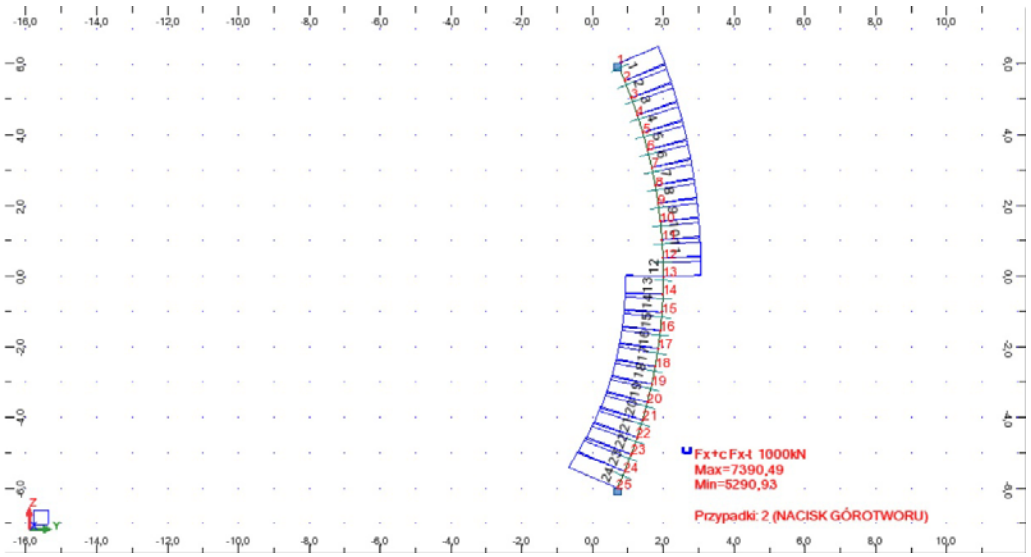


Rys. 3. Wykres momentów zginających i sił podłużnych w przekroju podszybia po stronie zapychania wozów (strona zachodnia)

Obliczeń sił wewnętrznych w beczkowej części podszybia oraz w wieńcach wzmacniających górnym i dolnym dokonano podobnie jak w przypadku wlotów do podszybia. Przy obliczaniu części beczkowej uwzględniono odciążające działanie obudowy kotwowej wynoszące dla kotwi IBO 0,20 MPa. Wyniki obliczeń zaprezentowano na rysunkach 4–6.

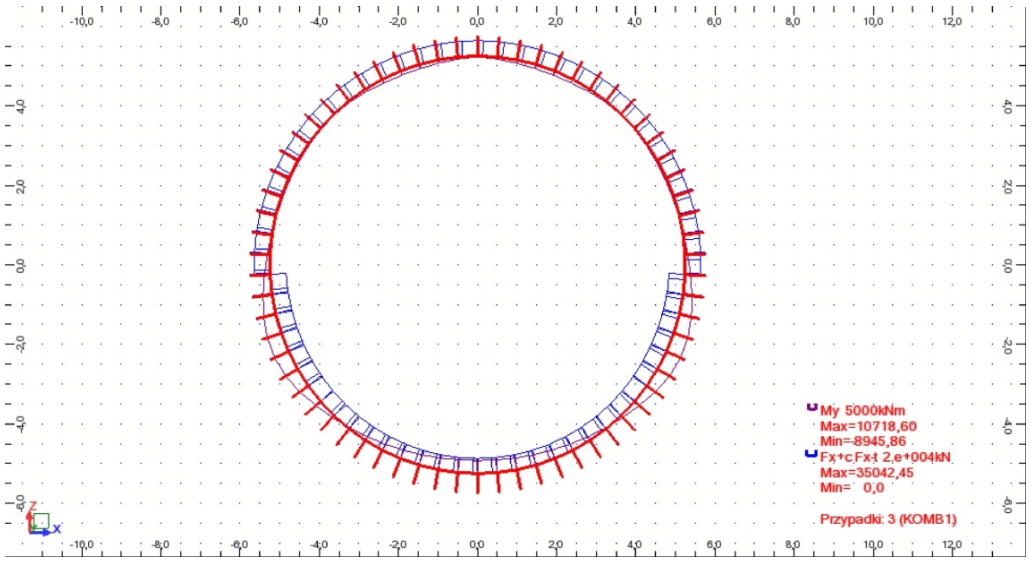


Rys. 4. Wykres momentów zginających w części beczkowej podszybia



Rys. 5. Wykres sił podłużnych w części beczkowej podszybia

Z analizy uzyskanych wyników sił wewnętrznych do obliczenia niezbędnego zbrojenia obudowy żelbetowej części beczkowej wytypowano trzy przekroje konstrukcji – pierwszy w miejscu połączenia górnego wieńca z częścią beczkową, drugi w miejscu działania maksymalnego momentu zginającego na łuku obudowy, trzeci w miejscu połączenia dolnego wieńca z częścią beczkową.



Rys. 6. Wykres momentów zginających i sił podłużnych w wieńcu wzmacniającym dolnym

Dla tych przekrojów uzyskano następujące wyniki:
Punkt 1: M = -3,40456 MN · m; N = 6,25858 MN,
Punkt 2: M = -1,87619 MN · m; N = 5,31891 MN,
Punkt 3: M = 6,98732 MN · m; N = 7,39049 MN.

W przypadku wieńców wzmacniających górnego i dolnego do obliczenia niezbędnego zbrojenia wytypowano przekrój konstrukcji w miejscu działania maksymalnego momentu zginającego, gdyż wartość siły podłużnej jest niemal stała na obwodzie. Dla górnego wieńca wzmacniającego uzyskane wartości sił wewnętrznych wyniosły M_{max} = 8,60189 MN · m oraz N_{odp} = = 26,50268 MN, natomiast w wieńcu dolnym M_{max} = 10,71860 MN · m oraz N_{odp} = 35,04245 MN.

Obliczenia zbrojenia wykonano wg PN-B-03264: 2002 [8].

3. PROJEKT TECHNICZNY WLOTU I TECHNOLOGIA DRĄŻENIA [17]

Zaprojektowany a następnie wykonany, wlot szybu VI JSW S.A. KWK „Budryk" zlokalizowany na poziomie 1290 (poziom główki szyny po stronie wybijania wozów ustalono na głębokości 1281,47 m) jest dotąd najgłębiej zlokalizowanym wlotem w polskich kopalniach górnictwa podziemnego. Zgodnie z założeniami gabaryty wlotu zostały zaprojektowane tak, aby zapewnić obsługę górniczego wyciągu klatkowego na poziomie 1290 w zakresie:

a) regularnej jazdy ludzi,
b) transportu materiałów w wozach,
c) opuszczania materiałów długich (do 10 m),
d) transportu maszyn i urządzeń,

oraz wymagań zamawiającego w zakresie gabarytów dwustronnego wlotu takich jak:

- podszybie po stronie zachodniej szybu (strona zapychania) o długości 23,0 m od osi szybu,
- podszybie po stronie wschodniej szybu (strona wypychania) o długości 9,0 m od osi szybu.

Wlotem (wraz z wieńcami wzmacniającymi górnym i dolnym), objęty jest odcinek szybu VI w pionie o długości 16,10 m.

Po przeanalizowaniu projektu technicznego została opracowana technologia bezpiecznego wykonania wlotu w zakresie: zabudowy cięgien dla podwieszenia wieńca usztywniającego górnego; wykonania górnej dylatacji wlotu szybowego; wykonania wieńca usztywniającego górnego (stopy górnej wlotu); wykonania odcinka rury szybowej wlotu – „beczki"; wykonania wlotu zachodniego długości 23 m oraz zabezpieczenia czoła wlotu; wykonania wlotu wschodniego o długości 9 m wraz z wykonaniem zbicia do Pętli szybu VI na poz. 1290; wykonania wieńca usztywniającego dolnego (stopy dolnej wlotu); wykonania dylatacji dolnej wlotu szybowego.

3.1. *Zabudowa cięgien dla podwieszenia wieńca usztywniającego górnego*

Wieniec górny zgodnie z obliczeniami służy do przeniesienia obciążeń od górotworu na ostateczną obudowę wlotu, zaś jego część w postaci stopy szybowej, zabezpiecza wykonanie „beczki", dlatego dla „podwieszenia" wieńca wzmacniającego górnego – stopy górnej zaprojektowano i zabudowano cięgna stalowe o średnicy 30 mm (36 szt. po obwodzie) prowadzone w obudowie betonowej szybu na długości około 8,00 m nad wlotem (nad wieńcem górnym).

3.2. *Wykonanie górnej dylatacji wlotu szybowego*

Bezpośrednio nad wieńcem górnym (stopą) zaprojektowano dylatację z drewna dębowego o grubości 50 mm, którą zabudowano po wykonaniu obudowy ostatecznej wlotu i przecięciu cięgien podwieszenia wieńca usztywniającego górnego.

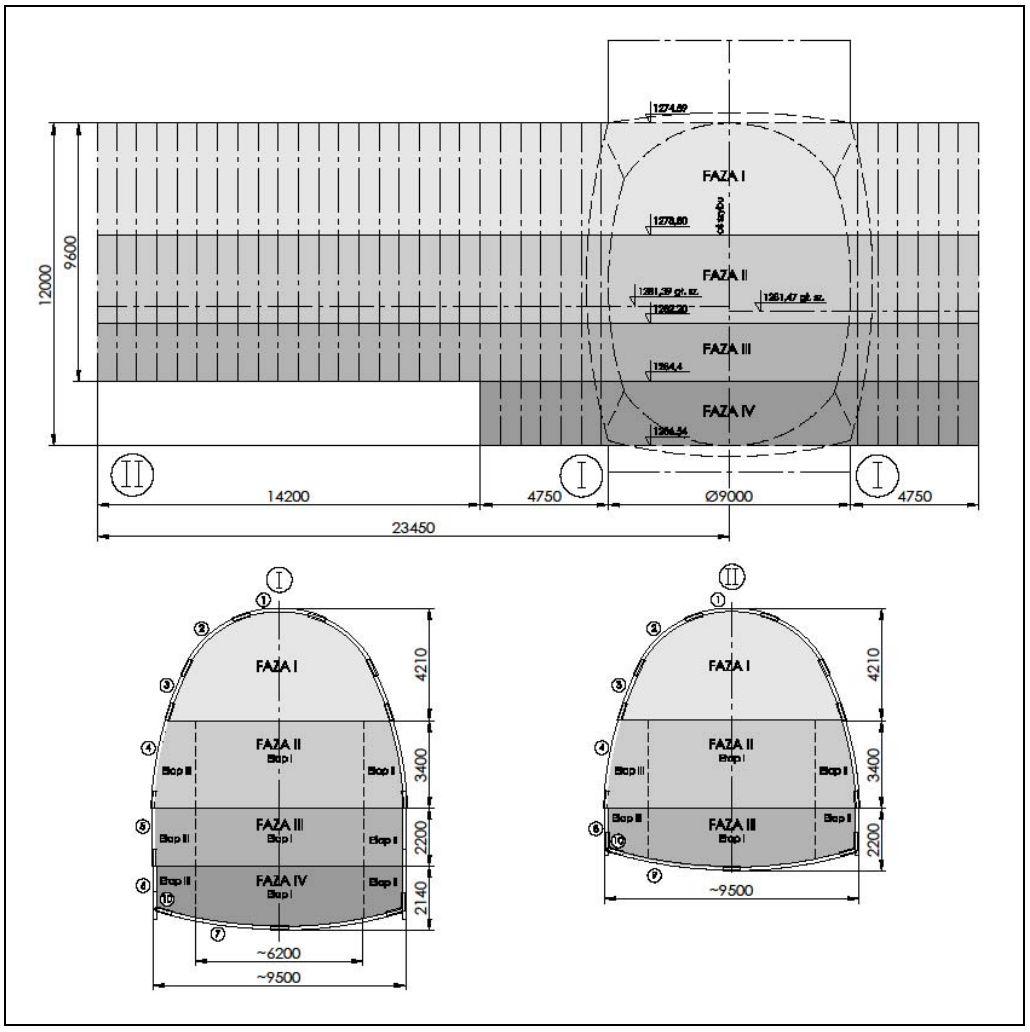
3.3. *Wykonanie wieńca usztywniającego górnego (stopy górnej wlotu)*

Wieniec usztywniający górny pełniący równocześnie funkcję stopy szybowej zaprojektowano ze zbrojonego betonu klasy C30/37. Dla zabezpieczenia wyłomu na okres zabudowy zbrojenia, jak również wzmocnienia górotworu wokół wieńca górnego (stopy), zaprojektowano obudowę wstępną z kotwi iniekcyjnych typu IBO R-32 o długości żerdzi 4,0 m w rozstawie 1,0 x 1,0 m, kotwie wklejane na całej długości (klej GonsilFlex lub równoważny). Technologia wykonania wieńca obejmowała opis następujących robót: wykonanie wyłomu robotami strzałowymi; wybieranie urobku w pierwszym etapie za pomocą ładowarek Gryf-1p, a następnie ręcznie w miarę powiększania wyłomu wieńca; wykonanie obudowy wstępnej kotwiowej; zabudowa zbrojenia wieńca usztywniającego; zabudowa zbrojenia obudowy ostatecznej łączącego wieniec usztywniający z obudową szybu w części beczkowej wlotu; betonowanie wieńca usztywniającego górnego.

3.4. *Wykonanie obudowy wstępnej kotwiowej „beczki" (odcinka rury szybowej) oraz obudowy wstępnej kotwiowo-stalowej wlotu zachodniego i wschodniego*

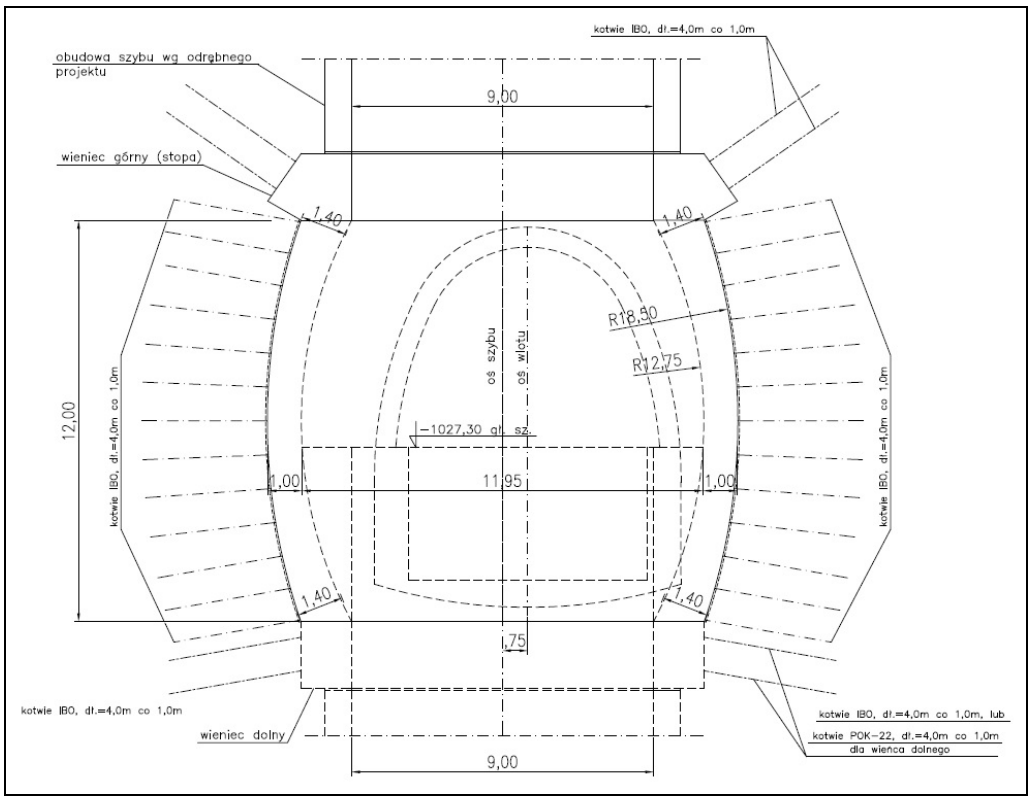
Dla prawidłowego wykonania obudowy ostatecznej żelbetowej wlotu, tj. zabudowy zbrojenia (połączenia zbrojenia wieńca usztywniającego górnego ze zbrojeniem beczki oraz zbrojeniem

wieńca usztywniającego dolnego) i betonacji, wykonano najpierw wlot pomiędzy wieńcami usztywniającymi, tj. odcinek „beczki" (odcinek rury szybowej), wlotu zachodniego i wschodniego w obudowie wstępnej kotwiowo-stalowej. Drążenie i wykonanie obudowy wstępnej kotwiowej „beczki" i obudowy wstępnej kotwiowo-stalowej wlotu zachodniego i wschodniego ze względów technologicznych zostało podzielone na cztery fazy oraz trzy etapy, co obrazuje rysunek 7.



Rys. 7. Fazy i etapy drążenia wlotu na poz. 1290 w szybie VI JSW S.A. KWK „Budryk"

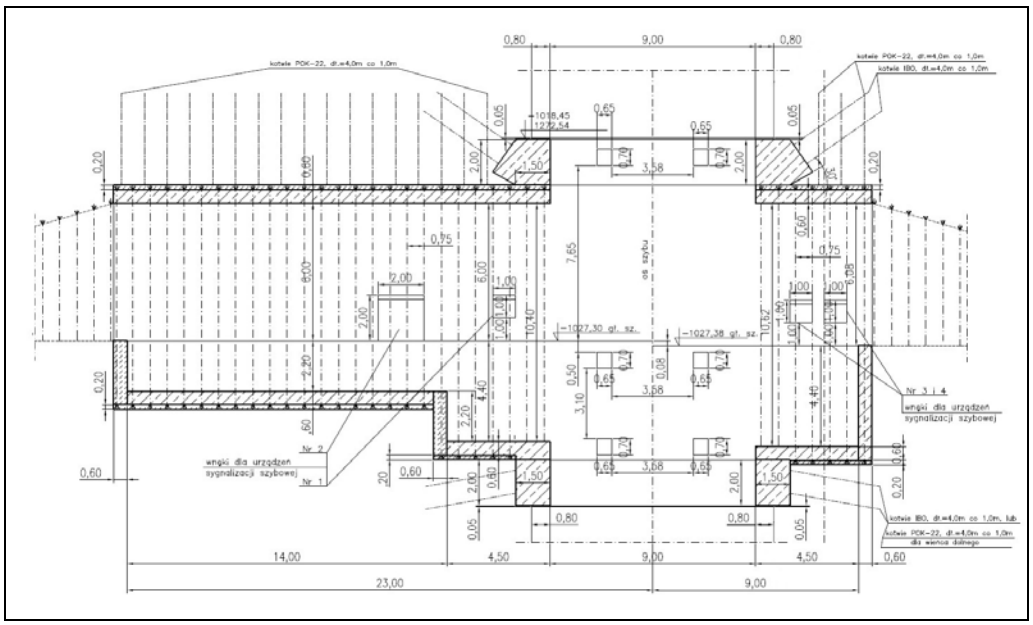
Faza I „beczki" (odcinek rury szybowej) obejmowała wykonanie następujących robót (czynności): wykonanie wyłomu za pomocą robót strzałowych; wybieranie urobku ładowarkami Gryf-1p; kotwienie kotwiami IBO R-32 o długości 4 m i siatkowanie wyłomu oraz nakładanie betonu natryskowego C12/15 o grubości min. 50 mm.



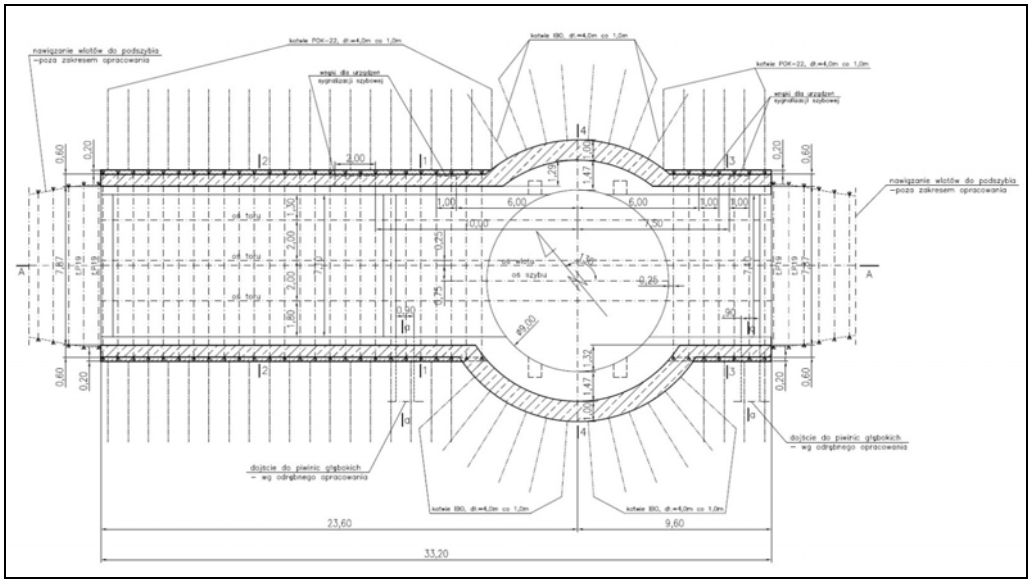
Rys. 8. Obudowa wstępna kotwiowa na odcinku beczki szybu i wieńców usztywniających

Faza I wlotu zachodniego i wschodniego obejmowała wykonanie następujących robót (czynności): wykonanie wyłomu za pomocą robót strzałowych na zabiór jednych odrzwi V36; wybieranie urobku ładowarkami Gryf-1p i ładowarką zgarniakową, wykonanie obudowy wstępnej kotwiowej kotwiami POK-22 dł. 4 m i opinki z siatki stalowej; nakładanie betonu natryskowego klasy C12/15 o grubości min. 50 mm; wykonanie obudowy wstępnej stalowej z kształtowników V36 i opinki z siatki stalowej pokrytej warstwą betonu natryskowego klasy C12/15 o grubości min. 50 mm dla podparcia górotworu obudową wstępną stalową.

Obudowę wstępną kotwiową na odcinku beczki szybu i wieńców usztywniających przedstawiono na rysunku 8, a przekroje i rzuty obudowy ostatecznej i wstępnej na rysunkach 9 i 10.



Rys. 9. Obudowa ostateczna wraz z obudową wstępną – przekrój pionowy



Rys. 10. Obudowa ostateczna i wstępna – rzut poziomy

W trakcie drążenia wlotu prowadzono pomiary przemieszczeń (zaciskania) obudowy wstępnej stalowej poprzez obserwację zsuwu obudowy podatnej na złączach. W tym celu po zabudowie kolejnych elementów odrzwi wykonano cechy na zakładkach obudowy V36 i dokonywano pomiaru wielkości przesunięcia. Wielkość dopuszczalnego ugięcia stropu przyjęto jak dla obudowy kotwiowej, gdzie długość kotwi wynosi 4,0 m. Rozwarstwienie nie może przekroczyć 4% grubości pakietu skotwionych skał, tj. 16,0 cm. Ze względu na dużą głębokość wlotu i jego gabaryty przyjęto współczynnik bezpieczeństwa równy 2; ostatecznie graniczna wartość zsuwu zakładek obudowy, po przekroczeniu której należało przystąpić do wykonania obudowy ostatecznej wynosiła 8,0 cm.

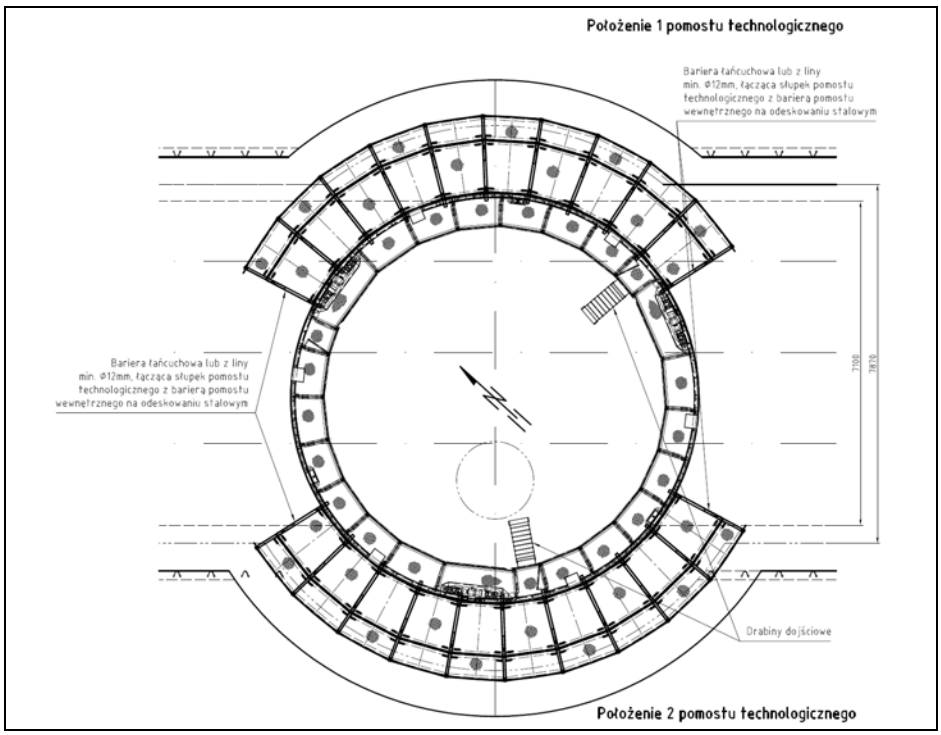
3.5. *Wykonanie wieńca usztywniającego dolnego (stopy dolnej)*

Wieniec usztywniający dolny zaprojektowano ze zbrojonego betonu klasy C30/37, pręty zbrojenia obwodowe (poziome) ze stali żebrowanej o średnicy 32 mm. W celu powiązania zbrojenia wieńca dolnego z „beczką" zaprojektowano dodatkowe zbrojenie z prętów ze stali żebrowanej o średnicy 32 mm. Dla zabezpieczenia wyłomu na okres zabudowy zbrojenia jak również wzmocnienia górotworu wokół wieńca dolnego (stopy) zaprojektowano obudowę wstępną z kotwi iniekcyjnych typu IBO R-32 o długości żerdzi 4,0 m w rozstawie 1,0 m x 1,0 m, kotwie wklejane na całej długości (klej GonsilFlex lub równoważny). Technologia wykonania wieńca obejmowała wykonanie następujących robót: wykonanie wyłomu robotami strzałowymi; wybieranie urobku za pomocą ładowarek Gryf-1p; wykonanie obudowy wstępnej kotwiowej; zabudowa zbrojenia wieńca usztywniającego; zabudowa zbrojenia obudowy ostatecznej łączącego wieniec usztywniający z obudową szybu w części beczkowej wlotu; betonowanie wieńca usztywniającego dolnego.

3.6. *Wykonanie obudowy ostatecznej „beczki" (odcinek rury szybowej) wlotu wschodniego i zachodniego*

Obudowę ostateczną „beczki" stanowi obudowa żelbetowa wykonana z betonu klasy C35/45 o grubości obudowy beczki od 1,0 m w jej środku, zwiększając się stopniowo w kierunku wieńców usztywniających do grubości 1,40 m w miejscu połączenia z wieńcami wzmacniającymi górnym i dolnym, zbrojona dwoma rzędami prętów stalowych o średnicy ϕ32 mm. Obudowę ostateczną wlotu stanowi warstwa betonu klasy C25/30 o grubości 0,60 m zbrojona dwoma rzędami prętów stalowych o średnicy ϕ28 mm (na odcinku piwnic głębokich) oraz o średnicy ϕ25 mm (na odcinku piwnic płytkich). Pręty zbrojenia „beczki" łączono ze zbrojeniem wieńców usztywniających oraz ze zbrojeniem poziomych odcinków wlotu.

Przed rozpoczęciem wykonywania obudowy ostatecznej wlotu, tj. „beczki", wlotu wschodniego i zachodniego projektanci wraz z kadrą realizującą zadanie opracowali pomosty technologiczne w szybie i wlotach dla wykonania zbrojenia, deskowania i betonowania. Jeden z tych pomostów przedstawia przykładowo rysunek 11.



Rys. 11. Pomost technologiczny na odeskowaniu stalowym do montażu zbrojenia, deskowania i betonowania „beczki" – przekrój poziomy

Obudowa ostateczna wlotu na poz. 1290 została wykonana w następujący sposób i kolejności:

- wykonanie obudowy ostatecznej wlotu do wysokości spągu piwnicy głębokiej, tj. montaż zbrojenia muru czołowego piwnicy głębokiej wlotu wschodniego; montaż zbrojenia obudowy ostatecznej murów bocznych wlotu wschodniego i zachodniego; montaż zbrojenia obudowy ostatecznej „beczki"; montaż zbrojenia obudowy ostatecznej spągu piwnicy głębokiej; szalowanie obudowy ostatecznej do wysokości spągu piwnicy głębokiej; betonacja.
- wykonanie dwumetrowego odcinka obudowy ostatecznej piwnic głębokich, tj. montaż zbrojenia obudowy ostatecznej murów bocznych i czołowych wlotu wschodniego oraz zachodniego; montaż zbrojenia obudowy ostatecznej „beczki"; szalowanie; betonacja.
- wykonanie obudowy ostatecznej wlotu do wysokości spągu piwnicy płytkiej, tj. montaż zbrojenia obudowy ostatecznej; szalowanie; betonacja.
- wykonanie obudowy ostatecznej wlotu do wysokości główki szyny, tj. montaż zbrojenia obudowy ostatecznej; szalowanie; betonacja.
- wykonanie obudowy ostatecznej wlotu zachodniego w zakresie od 10,6÷23,6 m od osi szybu, tj. demontaż szalowania wlotu poniżej główki szyny wlotu na poz. 1290; montaż pomostu roboczego na poziomie główki szyny wlotu poz. 1290; montaż szalunku; montaż zbrojenia; betonacja.
- wykonanie obudowy ostatecznej „beczki" oraz wlotu zachodniego i wschodniego do 10,6 m od osi szybu, tj. montaż szalunku; montaż zbrojenia; betonacja.

PODSUMOWANIE

W związku ze zwiększającą się głębokością eksploatacji pokładów węgla kamiennego obserwuje się coraz częściej uszkodzenia obudowy wlotów podszybi. W pracy przedstawiono wyniki podjętych prac zmierzających do usunięcia tego zagrożenia, ze szczególnym uwzględnieniem wykonania wlotu do podszybia KWK „Budryk" szyb VI poz. 1290 m. Zastosowana obudowa i technologia drążenia oparte na trafnej ocenie współpracy podatnej obudowy wstępnej oraz sztywnej obudowy ostatecznej żelbetowej, stanowi kolejną udaną próbę rozwiązania postawionego zagadnienia.

LITERATURA

[1] Chmielewski J., Lekan W.: Konstrukcje obudowy wlotów szybowych na dużych głębokościach w warunkach Lubelskiego Węgla „Bogdanka" S.A. Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2011, Kraków, 21–25 lutego 2011.

[2] Domańska D.: Uwagi o projektowaniu wlotów szybowych z wykorzystaniem techniki komputerowej. Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Monografia, Nr 8, Gliwice 2010.

[3] Głuch P., Wojtusiak A., Szczepaniak Z., Lekan W.: Projekt techniczny pogłębiania szybu VI w JSW S.A. KWK „Budryk" wraz z wykonaniem obudowy betonowej szybu od głębokości 1034,3 m do głębokości max 1320,3 m i średnicy 9,0 m z uwzględnieniem rząpia o głębokości minimum 37,0 m. Część II. Projekt w przedziale głębokości od 1170,0 m do 1320,3 m. PRO-KOM Przedsiębiorstwo Projektowo-Wdrożeniowe, Głuch Piotr, Paniówki, czerwiec 2012 r. (praca niepublikowana).

[4] Głuch P.: Nowe rozwiązania technologii wlotów szybowych w trudnych warunkach geologiczno-górniczych. Konferencja Naukowo-Techniczna: Budownictwo Podziemne '98, Kraków, 10–11 września 1998. UWND AGH, Kraków 1998.

[5] Klasiński R., Wojtusiak A.: Analiza krajowych i zagranicznych rozwiązań konstrukcyjnych i technologicznych obudowy komór wlotów szybowych stosowanych w trudnych warunkach geologiczno-górniczych i eksploatacji bezfilarowej. Gwarectwo Budownictwa Górniczego, Zakład Badawczo-Rozwojowy Budownictwa Górniczego „Budokop", Mysłowice 1987.

[6] Lamparski H.: Dokumentacja hydrogeologiczna i geologiczno-inżynierska dla potrzeb głębienia i obudowy szybu VI JSW S.A. KWK „Budryk". Suplement – część II od głębokości 1140 m – do głębokości 1320,3 m. Zakład Specjalistycznych Robót Górniczych „ZSRG" Spółka z o.o., Żory, maj 2012 r. (praca niepublikowana).

[7] PN-B-03200:1990 Konstrukcje stalowe – Obliczenia statyczne i projektowanie.

[8] PN-B-03264:2002 Konstrukcje betonowe, żelbetowe i sprężone – Obliczenia statyczne i projektowanie.

[9] PN-G-05015:1997 Szyby górnicze – Obudowa – Zasady projektowania.

[10] PN-G-05016:1997 Szyby górnicze – Obudowa – Obciążenia.

[11] PN-G-05020:1997 Podziemne wyrobiska korytarzowe i komorowe – Obudowa sklepiona – Zasady projektowania i obliczeń statycznych.

[12] PN-G-15050:1996 Obudowa wyrobisk górniczych – Siatki okładzinowe zgrzewane.

[13] PN-G-05600:1998 Podziemne wyrobiska korytarzowe i komorowe – Obudowa powłokowa – Zasady projektowania i obliczeń statycznych.

[14] PN-H-84042:2009P Stale mikrostopowe na kształtowniki i akcesoria górnicze.

[15] PN-H-84042:2009/Az1:2012P Stale mikrostopowe na kształtowniki i akcesoria górnicze.

[16] PN-EN 206-1:2003 Beton, Część 1: Wymagania, własności, produkcja i zgodność.

[17] Projekt Techniczny wlotu na poz. 1290 m w szybie VI JSW S.A. KWK „Budryk". Przedsiębiorstwo Produkcyjno-Górnicze „ROW-JAS" Sp. z o.o., Jastrzębie Zdrój, styczeń 2014 (praca niepublikowana).

[18] Wichur A.: Przybliżona metoda określenia stanu naprężenia i przemieszczenia górotworu wokół wlotu szybowego. Prace Komisji Górniczo-Geodezyjnej, Górnictwo 25, Kraków 1988.

[19] Wichur A., Ideć D.: Uwagi o stateczności obudowy wlotów szybowych na dużych głębokościach. Zeszyty Naukowe AGH im. St. Staszica nr 1240, Górnictwo z. 141. Kraków 1988.

[20] Wichur A., Domańska D., Frydrych K.: Koncepcja obudowy podszybia szybu VI JSW S.A. KWK „Budryk" poz. 1290. Kraków, kwiecień–listopad 2013 (praca niepublikowana).
[21] Wichur A., Frydrych K.: Zmiana koncepcji obudowy podszybia szybu VI JSW S.A. KWK „Budryk" poz. 1290 m w zakresie części beczkowej wraz z obliczeniami sprawdzającymi i analizą naukową przy założeniu sztywnego połączenia żelbetu stóp szybowych i obudowy części beczkowej wlotu. Kraków, styczeń–luty 2014 (praca niepublikowana).
[22] Wichur A., Franiel J.: Obudowa szybu VI w JSW S.A. KWK „Budryk" w strefie uskoku chudeckiego na odcinku od 1170,0 m do głębokości 1233,7 m. Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN, Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2014, Kraków 2014.

The Shaft Inset Construction in the Shaft VI JSW S.A. KWK "Budryk" on the 1290 Level

During deepening the shaft VI JSW S.A. KWK "Budryk" to the depth of 1320 m, the execution of shaft insets on the 1290 level was designed.

Design of shaft insets, then their realization was a serious technical challenge, due to the extremely difficult mining and geological conditions occurring on the great depth.

Experience in the design of shaft insets and shaft lining implemented in Europe ends at a depth of approximately 1200 meters. Therefore, there is no reference point to enable verification of the calculation results of the shaft lining or technological solutions.

Authors of the concept and the design of the shaft inset have to estimate the additional risk of unbalanced loads on the proposed lining. This is due to the existence, above the shaft inset, the geological fault which intersects the shaft inset at its end.

The paper presents the results of static calculations of reinforced concrete shaft inset lining, using the finite element method (FEM) by Robot Structural Analysis software and adopted assumptions.

There is also described the technology of shaft inset realization and used primary lining, which enabled the whole primary lining performance in the shaft inset, and then installation of concrete reinforcement and concreting of the final lining.

Technical design of the shaft inset on the 1290 level is the result of cooperation between PPG "ROW-JAS" Ltd. with the scientific staff of the AGH University of Science and Technology. Mining operations associated with the shaft inset construction was completed in March 2015.

Modernizacja systemu zabezpieczeń łukoochronnych rozdzielni głównej 6kV R-404 na poziomie 400 m

Andrzej Warmuła, Andrzej Ryszka
KW S.A. Oddział KWK „Marcel”

Marzena Patek-Gołąb
Elektrobudowa S.A.

Paweł Szmaj
Energotest Sp. z o.o.

Tematem referatu jest modernizacja systemu zabezpieczeń łukoochronnych opartego na technice światłowodowej. Podstawowym celem systemu jest ograniczenie do minimum skutków działania łuku elektrycznego przez skrócenie czasu jego trwania i zastosowanie bezpiecznego układu do samokontroli bez konieczności demontowania obiektu.

Zastosowanie tego rozwiązania minimalizuje ryzyko narażenia pracowników na takie zagrożenia jak: porażenie prądem oraz poparzenie łukiem elektrycznym, a ponadto upraszcza sposób i skraca czas przeprowadzania kontroli.

Zalety tego rozwiązania to:
- ochrona aparatury oraz pól rozdzielczych przed uszkodzeniem,
- precyzyjna detekcja przedziału, w którym doszło do zwarcia łukowego,
- możliwość przeprowadzania testów w trakcie normalnej pracy rozdzielni, przez jednego pracownika, w warunkach niezagrażających jego życiu i zdrowiu,
- przedstawione rozwiązanie może być powszechnie stosowane we wszystkich instalacjach, gdzie istnieje zagrożenie powstania łuku elektrycznego.

1. WSTĘP

Występowaniu zwarć w rozdzielnicach średniego i niskiego napięcia towarzyszy łuk elektryczny. Stwarza on duże zagrożenia dla zdrowia i życia ludzkiego oraz powoduje długotrwałe i trudne do usunięcia awarie, których naprawa często polega na wymianie pól rozdzielczych.

Jak pokazuje praktyka, poza odpowiednią wytrzymałością zwarciową urządzeń, skrócenie czasu trwania zwarcia i jego wyłączenie w czasie poniżej 100 ms pozwala uniknąć poważniejszych zniszczeń i zmniejsza zagrożenie dla ludzi przebywających w pobliżu miejsca zdarzenia.

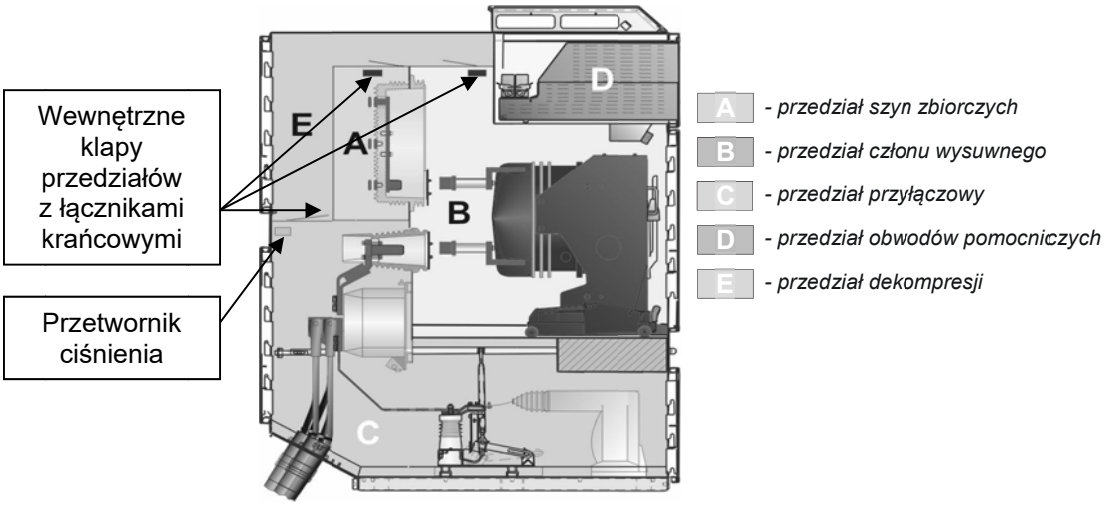
2. PIERWOTNY UKŁAD PRACY ROZDZIELNI GŁÓWNEJ 6kV R-404

Rozdzielnia główna 6kV R-404 na poziomie 400 m pełni funkcję rozdzielni zasilającej urządzenia głównego odwadniania oraz zasila rozdzielnie oddziałowe wraz z kompleksami ścianowymi i przodkowymi. W ramach jej modernizacji w 2008 roku, rozdzielnia została wyposażona w rozdzielnice typu PREM-G1dM produkcji ELEKTROBUDOWA S.A.



Rys. 1. Rozdzielnia główna 6kV R-404
Figure 1. Main switchgear 6kV R-404

W rozdzielnicach PREM-G1dM, poza zastosowaniem sterowników polowych, stanowiących zabezpieczenie nadmiarowoprądowe, dodatkowym zabezpieczeniem jest zabezpieczenie łukoochronne. Za pomocą klap wydmuchowych gazy połukowe z poszczególnych przedziałów skierowane są do wewnętrznego przedziału dekompresji, przez co skutki zwarcia (ciepło i ciśnienie) zostaną zatrzymane w urządzeniu, rozprężone w jego wnętrzu i mogą być skierowane w inną stronę z daleka od pracownika. Po otwarciu klap przedziału szyn zbiorczych lub członu wysuwnego, pod wpływem ciśnienia wytwarzanego przez łuk elektryczny, zamykają się zestyki łączników krańcowych działając na wyłączenie wyłącznika pola zasilającego. W przedziale przyłączowym każdego pola znajduje się czujnik ciśnienia, który przy jego wzroście pobudza przekaźnik zabezpieczenia łukowego działający na wyłączenie wyłącznika pola.



Rys. 2. Przekrój pola rozdzielnicy PREM-G1dM
Figure 2. Cross section of PREM-G1dM switchgear

3. NIEDOGODNOŚCI ZWIĄZANE ZE STOSOWANIEM POPRZEDNIEGO SYSTEMU

W zabezpieczeniach, reagujących na wzrost ciśnienia reakcja przekaźnika jest opóźniona o około 20-30 ms w związku z:

- naturalnym opóźnieniem fali ciśnieniowej, jako efektu wtórnego w stosunku do zwarcia,
- określonym czasem własnym zabezpieczenia.

Zastosowane pierwotnie rozwiązanie, ograniczało czas zwarcia łukowego do 100 ms. Przy częstotliwości sieci zasilającej wynoszącej 50 Hz jest to aż 5 okresów trwania łuku elektrycznego ze wszystkimi jego skutkami.

Ponadto dla zwarć łukowych doziemnych, małoprądowych i szybko wyłączonych możliwy jest brak uniesienia się klapy dekompresyjnej i brak zadziałania systemu.

Dodatkowy problem stanowiło szybkie wyłączenie rozdzielni nadrzędnej, zasilającej rozdzielnię główną 6kV R-404 z powierzchni. W praktyce, wyłączenie pól zasilających na powierzchni z wykorzystaniem istniejących łącz teletechnicznych, nie było możliwe w czasie krótszym niż 100 ms. Długi czas reakcji systemu spowodowany był koniecznością zastosowania dodatkowych urządzeń pośredniczących, mających na celu odseparowanie obwodów iskrobezpiecznych teletransmisyjnych od nieiskrobezpiecznych obwodów pól.

Podstawowym problemem dla obsługi rozdzielni była okresowa kontrola sprawności zabezpieczenia łukoochronnego. Kontrola polegała na dotarciu do każdego z czujników, wchodzących w skład systemu, w celu jego pobudzenia i sprawdzenia poprawności działania. Przeprowadzenie ww. kontroli wymagało demontażu wszystkich pól rozdzielczych oraz skontrolowania ponad 60 czujników krańcowych i czujników depresji. Wymuszało to zatrudnienie dużej grupy pracowników w dniach wolnych od pracy. Należy nadmienić, że prace te prowadzone były w szczególnych warunkach zagrożenia życia i zdrowia ludzkiego na podstawie polecenia pisemnego.

4. OPIS WPROWADZONYCH ZMIAN

W rozdzielni głównej 6kV R-404 zastosowano światłowodowe zabezpieczenie łukoochronne typu ZŁ-4, które zostało zabudowane zamiast poprzedniego systemu, bez kosztownych przeróbek pól rozdzielczych.

Jako kryterium wykrycia zwarcia łukowego zabezpieczenie wykorzystuje informację o:

- spadku napięcia na szynach chronionej rozdzielnicy,
- pojawieniu się intensywnego promieniowania świetlnego.

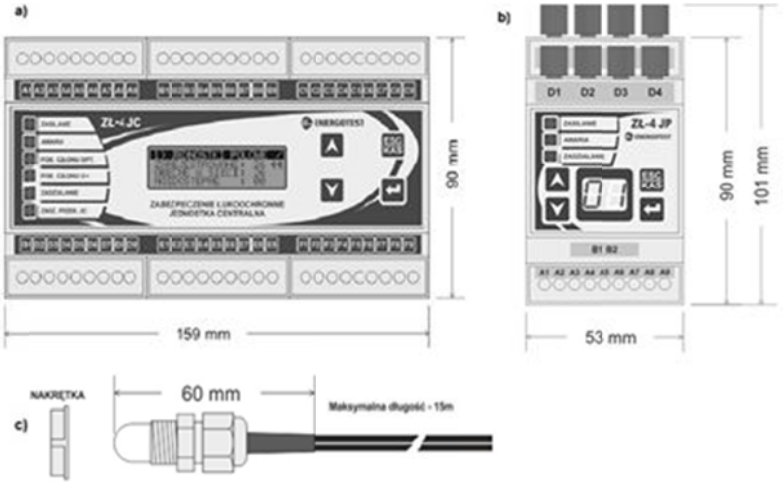
Zabezpieczenie pracuje w oparciu o strukturę rozproszoną, w skład której wchodzą:

- jednostka centralna ZŁ-4 JC, która nadzoruje pracę zabezpieczenia ZŁ-4, użytkownik ma dostęp do informacji na temat aktualnego stanu zabezpieczenia oraz ma możliwość konfiguracji całego systemu zabezpieczeń ZŁ-4
- jednostki polowe ZŁ-4 JP. Każda jednostka polowa posiada po cztery detektory i źródła światła, do których podłączony jest światłowód polimerowy zakończony głowicą czujnikową.
- czujniki błysku - głowice czujników optycznych są montowane bezpośrednio w chronionej części rozdzielnicy.

Każdemu czujnikowi optycznemu przyłączonemu do jednostki polowej przypisujemy strefę ochronną w zależności od miejsca zainstalowania:

- strefa obejmująca przedziały szyn zbiorczych i członów wysuwnych (przy spełnieniu obu kryteriów zadziałania następuje wyłączenie wszystkich wyłączników sekcji),

- strefa obejmująca przedziały przyłączowe (przy spełnieniu obu kryteriów zadziałania następuje wyłączenie danego odpływu),
- strefa obejmująca przedziały przyłączowe i członów wysuwnych pól zasilających (przy spełnieniu obu kryteriów zadziałania następuje wyłączenie danego pola oraz pola zasilającego w rozdzielni nadrzędnej).



Rys. 3. Budowa zabezpieczenia łukoochronnego ZŁ-4; a) jednostka centralna JC, b) jednostka polowa JP, c) czujnik optyczny
Figure 3. Arc fault protection module ZŁ-4; a) central unit JC, b) panel unit JP, c) optical sensor

Uwzględniając czas zadziałania zabezpieczenia <10 ms oraz czas wyłączania obecnie stosowanych wyłączników 30-50 ms, zabezpieczenie ZŁ-4 gwarantuje wyłączenie rozdzielnicy bądź jej określonego pola w czasie 40-60 ms, ograniczając do minimum skutki zwarć łukowych.

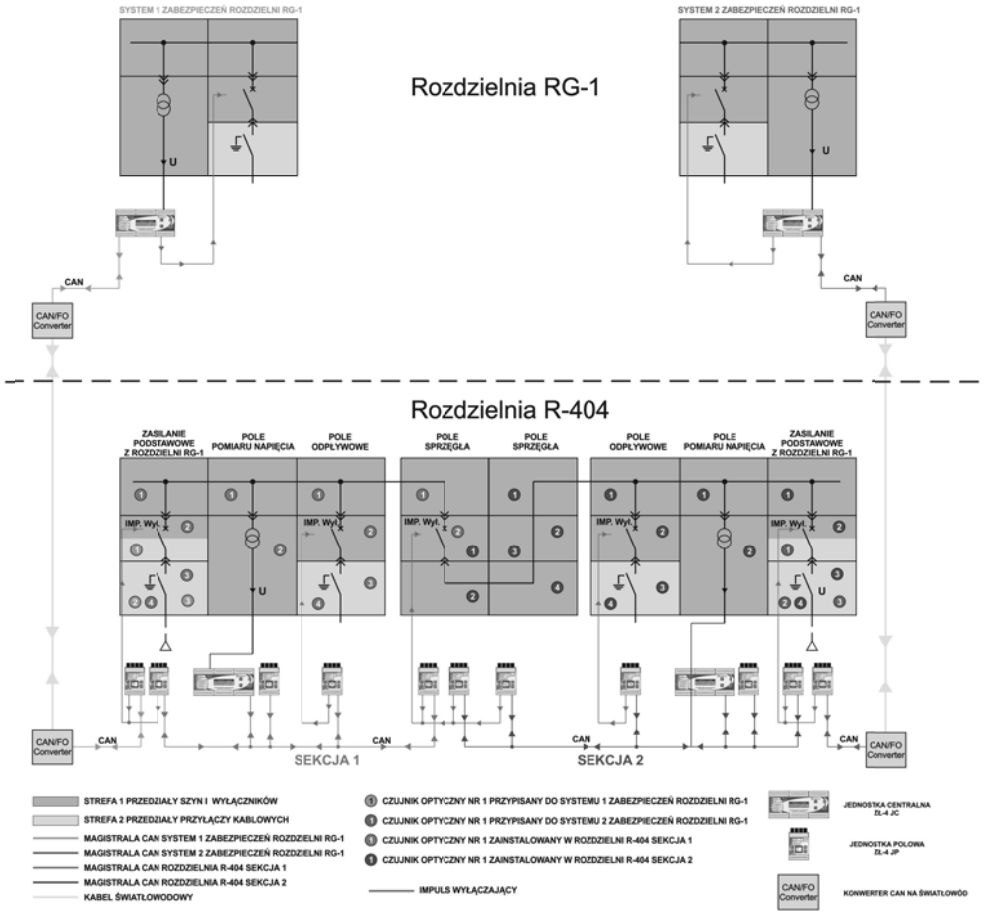
W przypadku zwarcia w przedziałach przyłączowych pól zasilających rozdzielnię główną 6kV R-404 dzięki zastosowaniu drugiego układu zabezpieczenia ZŁ-4 zrealizowano natychmiastowe wyłączenie pól w rozdzielni nadrzędnej, stanowiących zasilanie rozdzielni głównej 6kV R-404.

Dodatkowe czujniki optyczne zamontowano w przedziale przyłączowym i członu wysuwnego pola zasilającego (rys. 4) i z wykorzystaniem drugiej jednostki polowej połączono z jednostką centralną zabudowaną w rozdzielni nadrzędnej. Jej zadaniem jest wyłączenie wyłącznika w polu rozdzielni nadrzędnej przy jednoczesnym spełnieniu poniższych warunków:

- wykrycia spadku napięcia w polu odpływowym rozdzielni nadrzędnej,
- otrzymaniu informacji od jednostki polowej o detekcji światła w polu zasilającym rozdzielni głównej 6kV R-404.

Układ taki zrealizowano dla każdego z pól zasilających rozdzielni głównej 6kV R-404.

Komunikacja pomiędzy jednostką polową a jednostką centralną odbywa się za pomocą łącza światłowodowego. W tym celu wykorzystano istniejący światłowód wyłożony w szybie Marklowice I oraz sieć światłowodową na powierzchni kopalni w części marklowickiej.



Rys. 4. Schemat nowego rozwiązania w KWK „Marcel” realizowanego za pomocą zabezpieczenia łukoochronnego ZŁ-4
Figure 4. Diagram of the new solution in Coal Mine “Marcel” made by arc fault protection module ZL-4

Podstawową funkcją, którą posiada zabezpieczenie ZŁ-4 jest autotest części elektrycznej zabezpieczenia. Dzięki wbudowanemu systemowi nadzoru zabezpieczenie kontroluje automatycznie i w sposób ciągły stan poszczególnych elementów zabezpieczenia oraz komunikację pomiędzy urządzeniami zainstalowanymi w systemie zabezpieczeń.

Dodatkową funkcją, w którą wyposażono po raz pierwszy zabezpieczenie ZŁ-4 podczas modernizacji rozdzielni głównej 6kV R-404 w KWK „Marcel”, jest test czujników optycznych, co umożliwia ich dwutorowa budowa. Jeden tor służy do detekcji światła, drugi do generowania testowego impulsu świetlnego. Oba tory (światłowody) maja swój początek w jednostce polowej i łączą się w głowicy czujnikowej. Testem objęte są wszystkie czujniki w danej jednostce polowej.

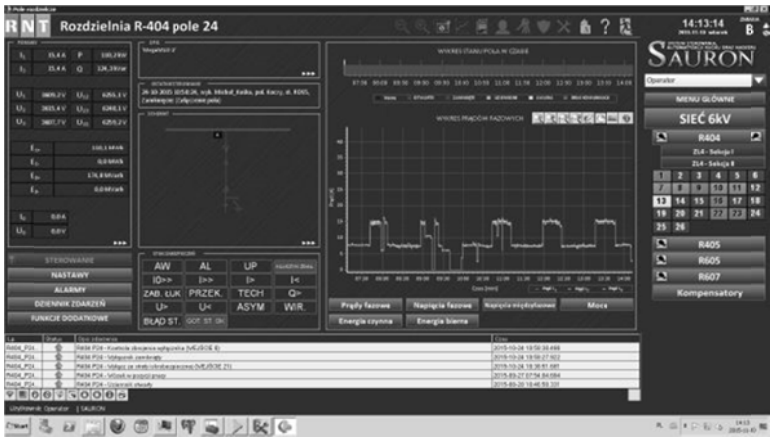


Rys. 5. Test zabezpieczenia łukoochronnego
Figure 5. Arc fault protection testing

Za pomocą przycisku „test zabezpieczenia łukoochronnego" (rys. 5), który dobudowano na elewacji przedziału obwodów pomocniczych każdego z pól, obsługa rozdzielni, w sposób świadomy, przeprowadza test czujników optycznych zainstalowanych w danej jednostce polowej. Naciśnięcie przycisku powoduje wygenerowanie impulsu świetlnego. Informacja o pobudzeniu członu optycznego dostępna jest na:

- panelu testowanej jednostki polowej,
- panelu operatorskim jednostki centralnej,
- w systemie nadzoru i wizualizacji typu SAURON na powierzchni (rys. 6).

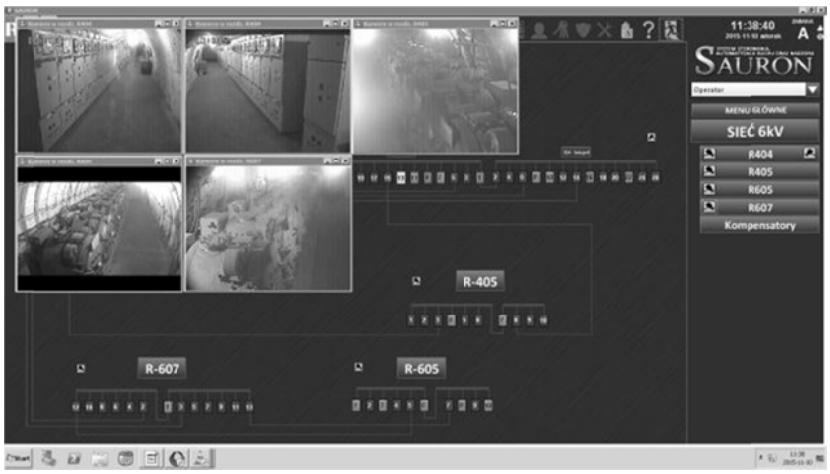
Zastosowanie takiego sposobu kontroli jest całkowicie bezpieczne dla załogi i pozwala na przeprowadzenie testów, z wyłączeniem lub bez wyłączenia, podczas normalnej pracy rozdzielni w dni robocze. Zastosowane rozwiązanie umożliwia przeprowadzenie kontroli systemu zabezpieczeń bez konieczności demontowania pól rozdzielczych.



Rys. 6. Widok monitorowanych parametrów pola rozdzielczego w systemie nadzoru i wizualizacji
Figure 6. A view of monitored parameters of a distribution panel
in the supervision and visualization system

Jednocześnie podczas prowadzonej inwestycji zrealizowano włączenie zarówno wcześniej eksploatowanych jak i nowych pól rozdzielczych w rozdzielni głównej 6kV R-404 do sieci światłowodowej oraz eksploatowanego w kopani systemu nadzoru i wizualizacji SAURON w zakresie:

- monitorowania parametrów i pomiarów dostępnych z cyfrowych zabezpieczeń multiMUZ2 oraz megaMUZ2 zastosowanych w rozdzielni,
- realizacji funkcji zdalnego sterowania rozdzielnią,
- realizacji funkcji podglądu dzienników zdarzeń oraz rejestratorów zakłóceń zabezpieczeń cyfrowych,
- monitoringu wizyjnego z wykorzystaniem kamer przemysłowych (rys. 7).



Rys. 7. Monitoring wizyjny rozdzielni w systemie wizualizacji i monitoringu na powierzchni
Figure 7. CCTV monitoring of the switchgear in the visualization and monitoring system on the surface

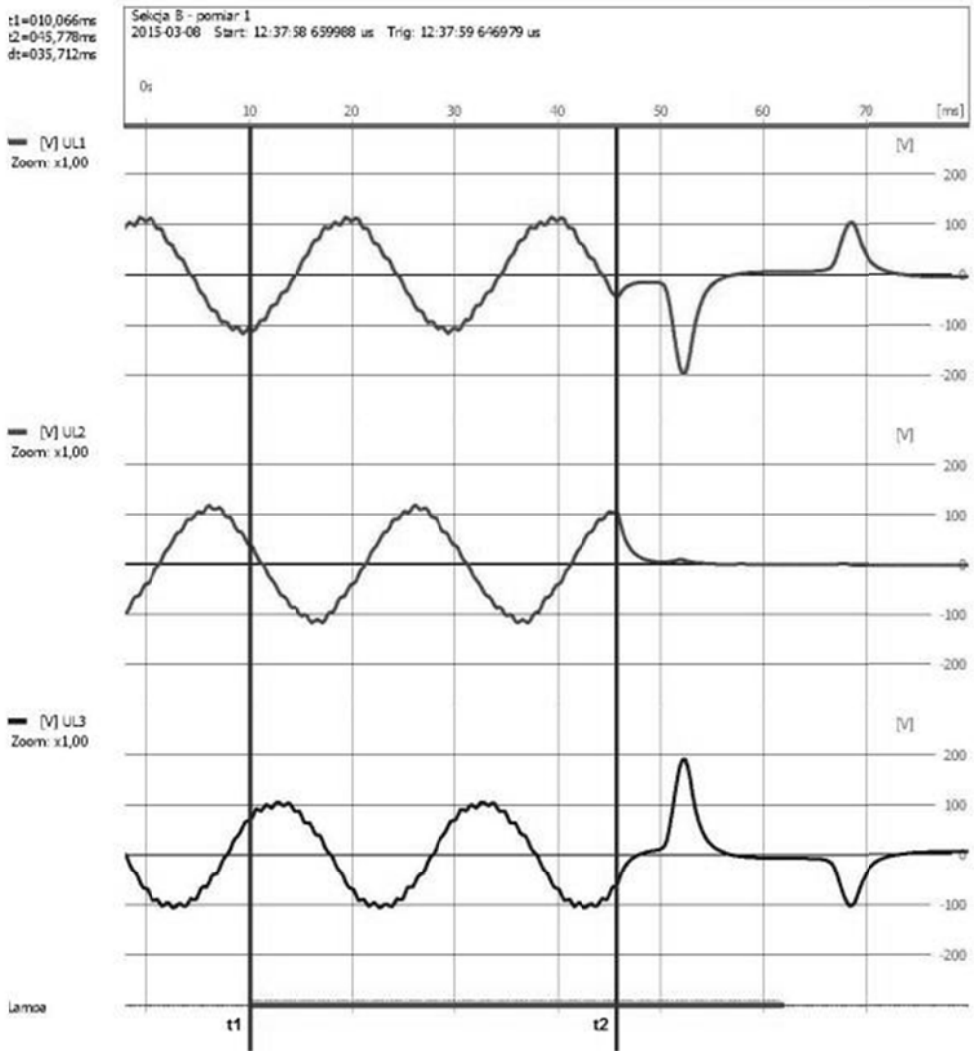
5. WYNIKI POMIARÓW PO ZAINSTALOWANIU I URUCHOMIENIU

Sprawdzenie poprawności działania zabezpieczenia ZŁ-4 wraz z pomiarami wykonano w dwóch etapach:

I etap polegał na symulowaniu zwarć łukowych w obrębie chronionej strefy, sprawdzeniu czy doszło do otwarcia wyłączników rozdzielni głównej 6kV R-404 i wygenerowania impulsów wyłączających zgodnie z przyjętym reżimem pracy. Podczas prób mierzono czas zadziałania zabezpieczenia (od momentu inicjacji zwarcia do chwili otwarcia wyłącznika). Czas wyłączenia wyłącznika od momentu zasymulowania zwarcia (suma czasu zadziałania zabezpieczenia ZŁ-4 oraz wyłączenia wyłącznika) wynosił < 40 ms.

II etap polegał na symulowaniu zwarć łukowych w przedziale przyłączowym pól zasilających rozdzielni głównej 6kV R-404 i sprawdzeniu czy doszło do otwarcia wyłączników w polach 5 i 6 rozdzielni głównej 6kV R-404 oraz wyłączników w polach 17 i 10 rozdzielni nadrzędnej. Podczas prób mierzono czas zadziałania zabezpieczenia (od momentu inicjacji zwarcia do chwili zaniku napięcia na kablu w polu zasilającym rozdzielni głównej 6kV R-404).

Poniżej przedstawiono rejestrację symulowanych zwarć.
Sekcja B – pomiar 1



Rys. 8. Rejestracja symulowanego zwarcia w rozdzielni głównej 6kV R-404 sekcja B

t1 – czas wyzwolenia lampy błyskowej (moment zasymulowania zwarcia łukowego w polu nr 6 rozdzielni głównej 6kV R-404),
t2 – czas zaniku napięcia na kablach w przedziale przyłączowym pola nr 6 (otwarcia wyłącznika w polu 10 rozdzielni nadrzędnej)

Figure 8. Recording of simulated short-circuit in the 6kV main switchgear R-404 section B

t1 –time of flash release (the moment of arc fault simulating in panel 6 of the 6kV main switchgear R-404),
t2 – time of voltage loss on cables in the termination compartment of panel 6 (opening of circut breaker in panel 10 of the master switchgear)

Czas wyłączenia wyłącznika w polu nr 10 rozdzielni nadrzędnej od momentu zasymulowania zwarcia w przedziale wyłącznika pola nr 6 rozdzielni głównej 6kV R-404 (suma czasu zadziałania zabezpieczenia ZŁ-4 oraz wyłączenia wyłącznika) dt = 35,7 ms.

6. KORZYŚCI PŁYNĄCE Z ZASTOSOWANIA PROJEKTU

Stosowanie niezależnych, dedykowanych światłowodowych zabezpieczeń łukoochronnych chroni życie i zdrowie obsługi, podnosi poziom bezpieczeństwa pracy urządzeń oraz przyczynia się do skrócenia czasu przestojów spowodowanych przez zwarcia.

Wprowadzenie przedmiotowego projektu podniosło poziom bezpieczeństwa, podczas eksploatacji rozdzielnicy PREM-G1dM w rozdzielni głównej 6kV R-404, zarówno dla elektromonterów obsługujących rozdzielnię, minimalizując ryzyko narażenia ich na szkodliwe działanie łuku elektrycznego oraz dla urządzeń w niej zabudowanych.

Projekt daje również wymierne korzyści ekonomiczne w postaci:
- zwiększenia niezawodności zasilania urządzeń,
- ograniczenia ilości wyłączeń rozdzielni,
- minimalizacja czynności związanych z kontrolą systemu zabezpieczeń łukoochronnych.

Główne zalety tego rozwiązania to:
- skrócenie czasu potencjalnego zwarcia łukowego do minimum,
- ochrona aparatury oraz pól rozdzielczych przed uszkodzeniem,
- możliwość precyzyjnej lokalizacji przedziału, w którym doszło do zwarcia łukowego,
- możliwość działania zabezpieczenia również w przypadku zwarć łukowych doziemnych,
- prostota rozwiązania i łatwość zabudowy w już eksploatowanych rozdzielniach,
- brak konieczności demontażu pól podczas kontroli zabezpieczenia,
- ograniczenie ilości wyłączeń rozdzielni spowodowanych przeprowadzaniem kontroli zabezpieczeń łukoochronnych.

LITERATURA

[1] KW KWK Marcel: „Opracowanie własne”.
[2] ELEKTROBUDOWA S.A., M. Patek-Gołąb – „Opracowanie własne” na podstawie DTR rozdzielnicy 6kV typu PREM-G1dM – S. Wapniarski.
[3] ENERGOTEST Sp. z o.o.: P. Szmaj, M. Furgoł, A. Szyndler – Projekt nr 03428_P01.

Modernization of Arc Protection System of the 6kV Main Switchgear R-404 on the Level of 400 m

The paper presents a solution of modernization of arc fault protection system based on fibre optic technology. The principal purpose of the system is to keep the effects of arc fault at a minimum level, by shortening the duration of arcing and through application of a safe self-supervision system, without the necessity to dismantle the equipment.

Application of the presented solution minimizes the risk of exposure of operating and maintenance personnel to electric shock or arcing burns hazards; it also simplifies the relevant inspection and shortens its time.

Features and functionality of the solution:

- protection of equipment and distribution panels against damage,
- precise detection of a panel where the arc fault has occurred,
- possibility of testing during normal operation of the switchgear, by one person and in safety conditions,
- the presented solutions can be used in any plant where the risk of electrical arcing occurs.

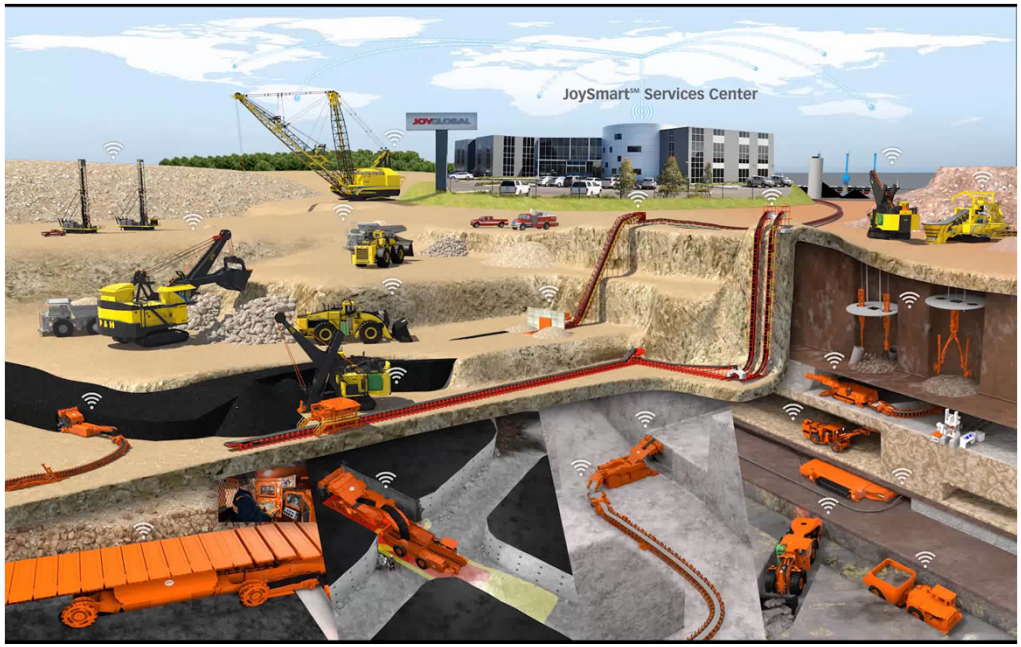
SOLVING MINING'S TOUGHEST CHALLENGES

THROUGH WORLD-CLASS PRODUCTS & DIRECT SERVICE℠

JOYGLOBAL

Every customer is a reference℠

Urządzenia Joy Global
dla Systemów Komorowo Filarowych
i Robót Przygotowawczych



Roman Białas Z-ca Dyr. Sprzedaży

Podstawowe maszyny stosowane w systemach filarowo-komorowych

JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Podstawowe maszyny stosowane w systemach filarowo-komorowych

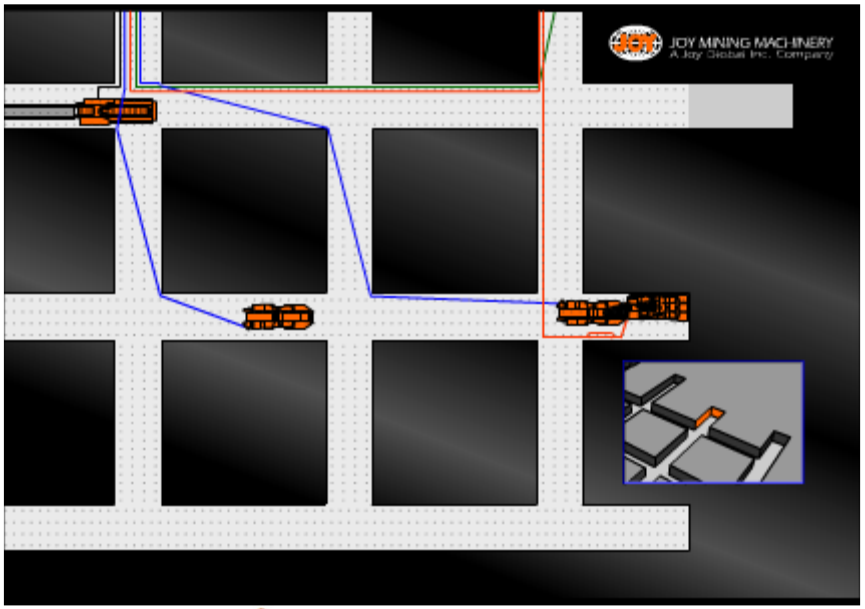


Kombajn chodnikowy
Continuous Miner



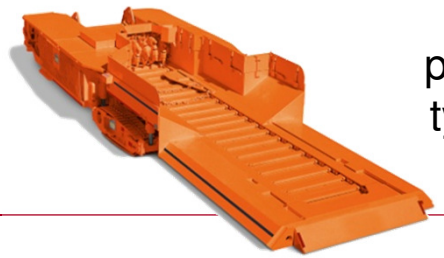
Wóz odstawczy
Shuttle Car 2 szt.







Kotwiarka

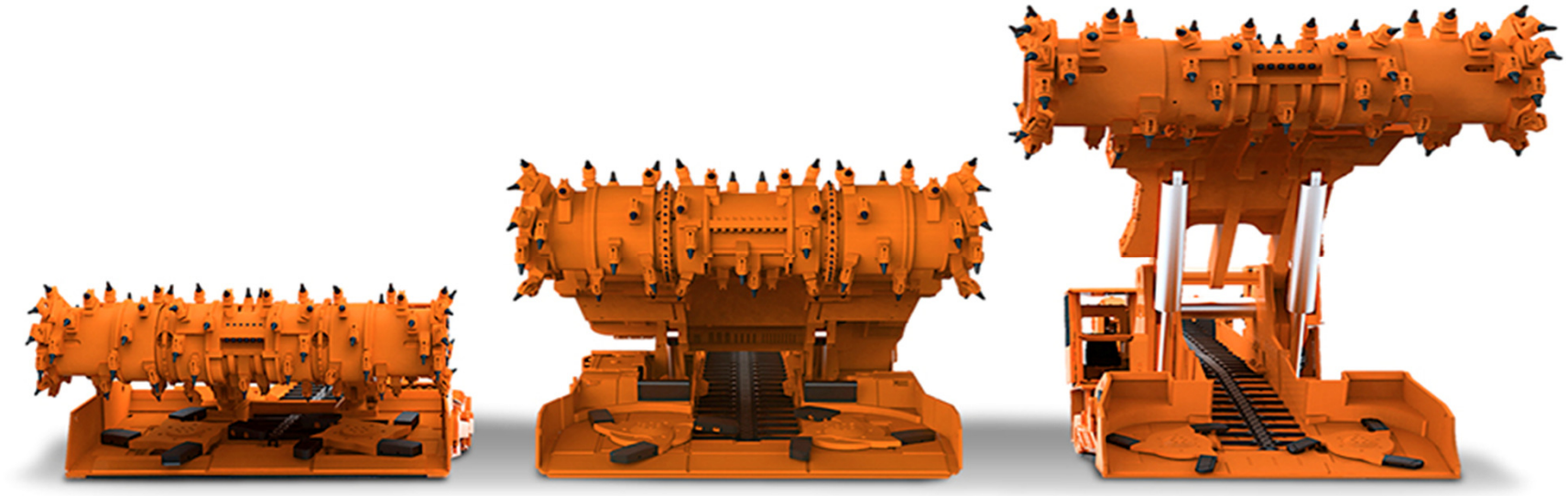


Urządzenie
przesypowo-kruszące
typu Feeder Breaker

JOYGLOBAL

© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Typoszereg kombajnów typu Continuous Miner



Seria 14CM :	
Zakres urabiania	0.8 - 3.4m
Liczba typów	8

Seria 12CM :	
Zakres urabiania	1.2 - 5.0m
Liczba typów	6

Seria 12HM :	
Zakres urabiania	1.7 - 6.0m
Liczba typów	3







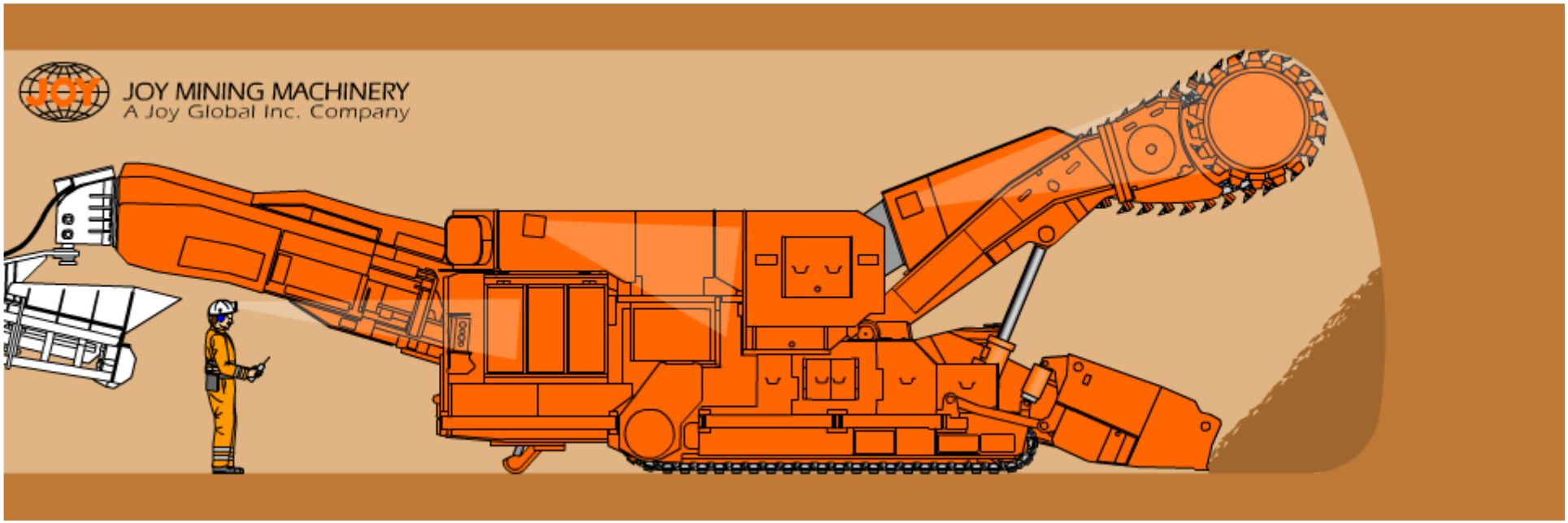
JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Przykładowy cykl pracy kombajnu typu Continuous Miner





Przykładowa specyfikacja:	
Masa	95 - 128 ton
Zakres urabiania	4.1 to 5.5 m
Moc urabiania	2 x 285 kW
Moc posuw	2 x 60 kW
Całkowita moc	894 - 1014 kW



• Węgiel kamienny • Gips • Węgiel brunatny • Fosfaty • Potas • Sól • Trona

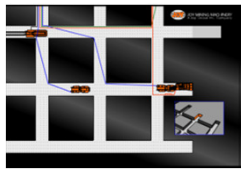
JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Zastosowania maszyn do drążenia chodników

JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Zastosowania

- eksploatacja filarowo-komorowa



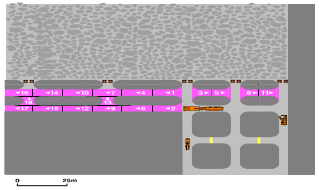
- drążenie wyrobisk chodnikowych



- likwidacja resztek pokładów i filarów



- systemy równoważne z systemami ścianowymi



- eksploatacja pokładów metodami odkrywkowymi



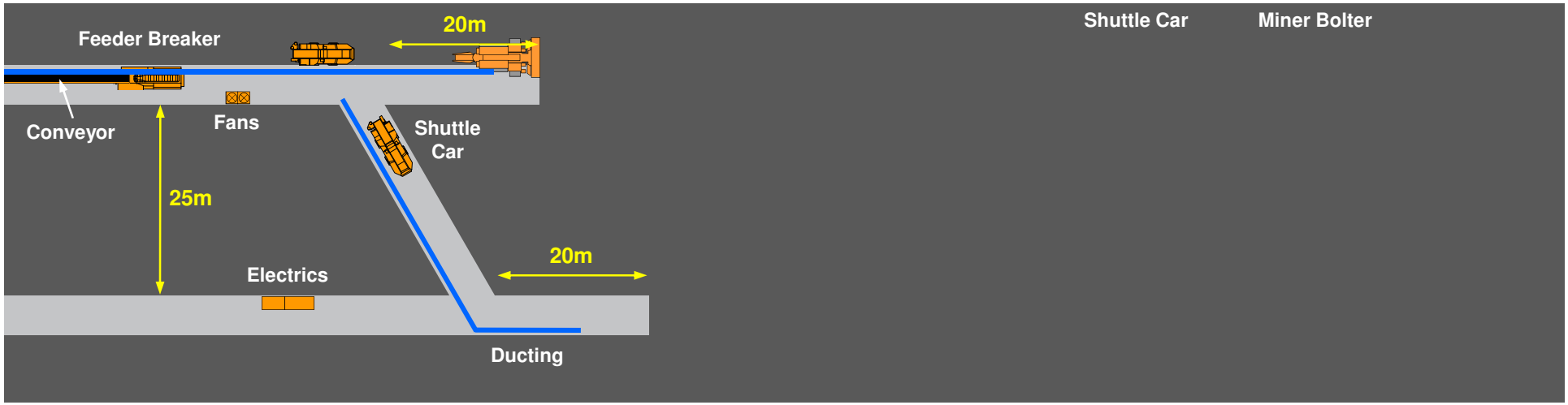
JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Drążenie wyrobisk

JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

System dwuchodnikowy

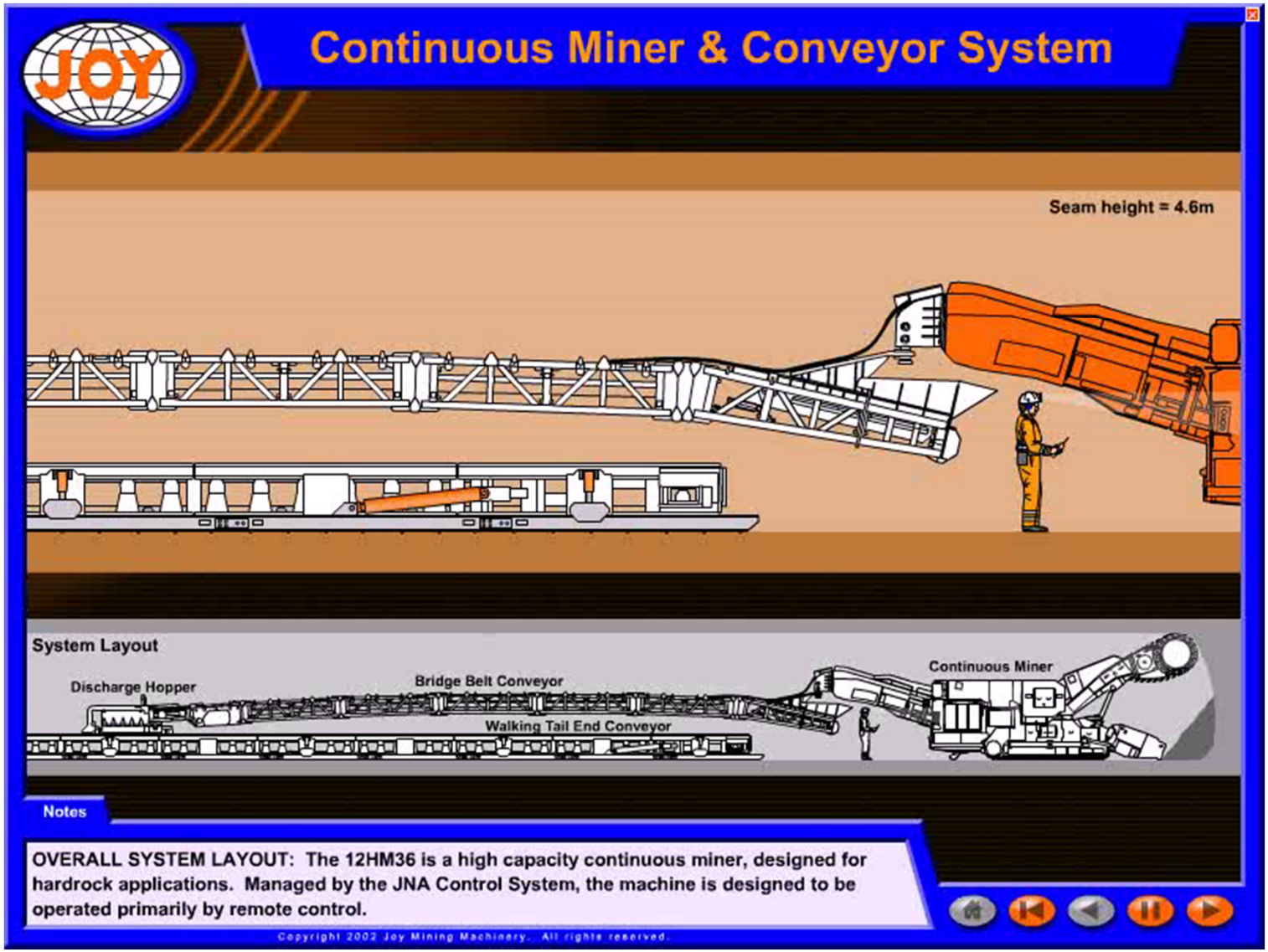
Szeroko stosowany na świecie do przygotowania chodników pod system ścianowy





JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Drążenie chodnika z wykorzystaniem przenośnika kroczącego



JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

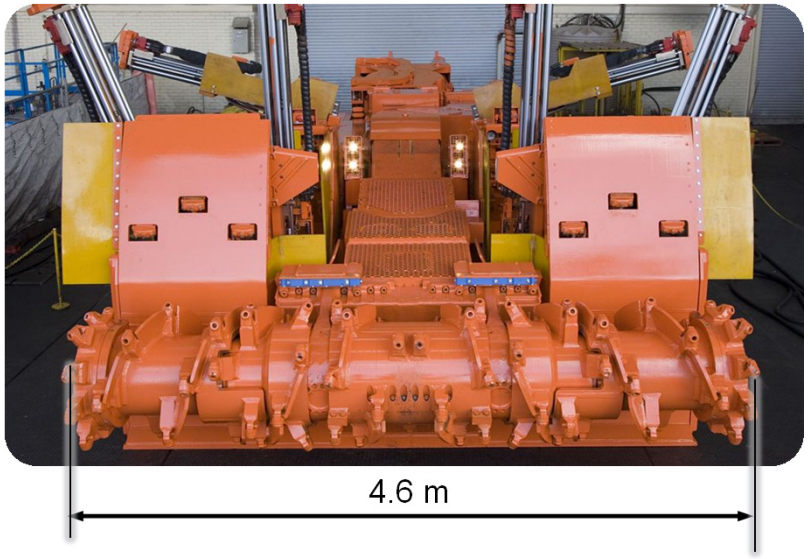
Kombajn typu 12CM30 Bolter Miner – rozwiązanie dla polskich warunków

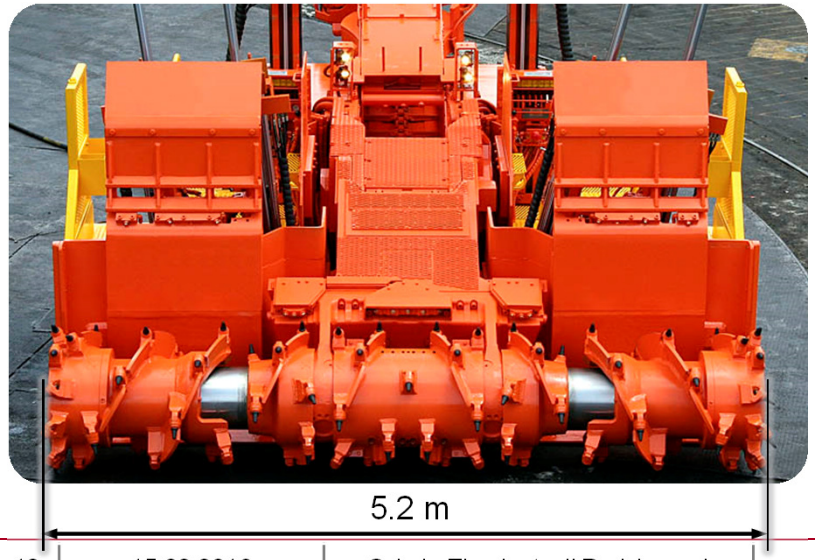


- Bolter Miner z ładowaniem pługowym i rozsuwanym organem urabiająco-ładującym
- Konstrukcja maszyny pozwala na zabudowę kotwy blisko przodka (istotne zwłaszcza przy słabych warunkach stropowych)
- Standardowy zakres wysokości urabiania : 2,4 do 4,5m
- Standardowa szerokość urabiania : 5,2m (opcje: 4,6 / 4,8 / 5,0 lub 5,4m)
- Na wyposażeniu : 4 kotwiarki stropowe i 2 kotwiarki ociosowe

JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

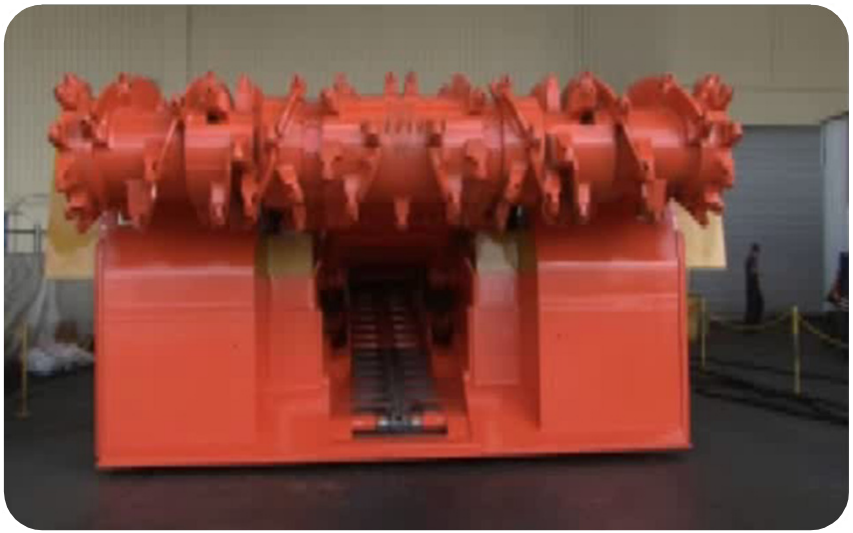
12CM30 Organ rozsuwany





Organ złożony szerokość : **4.6 m**

W czasie przejazdu,manewrowania i wycinania skrzyżowań



Rozsuwany organ i osłona czołowa

Organ rozłożony szerokość: **5.2 m**

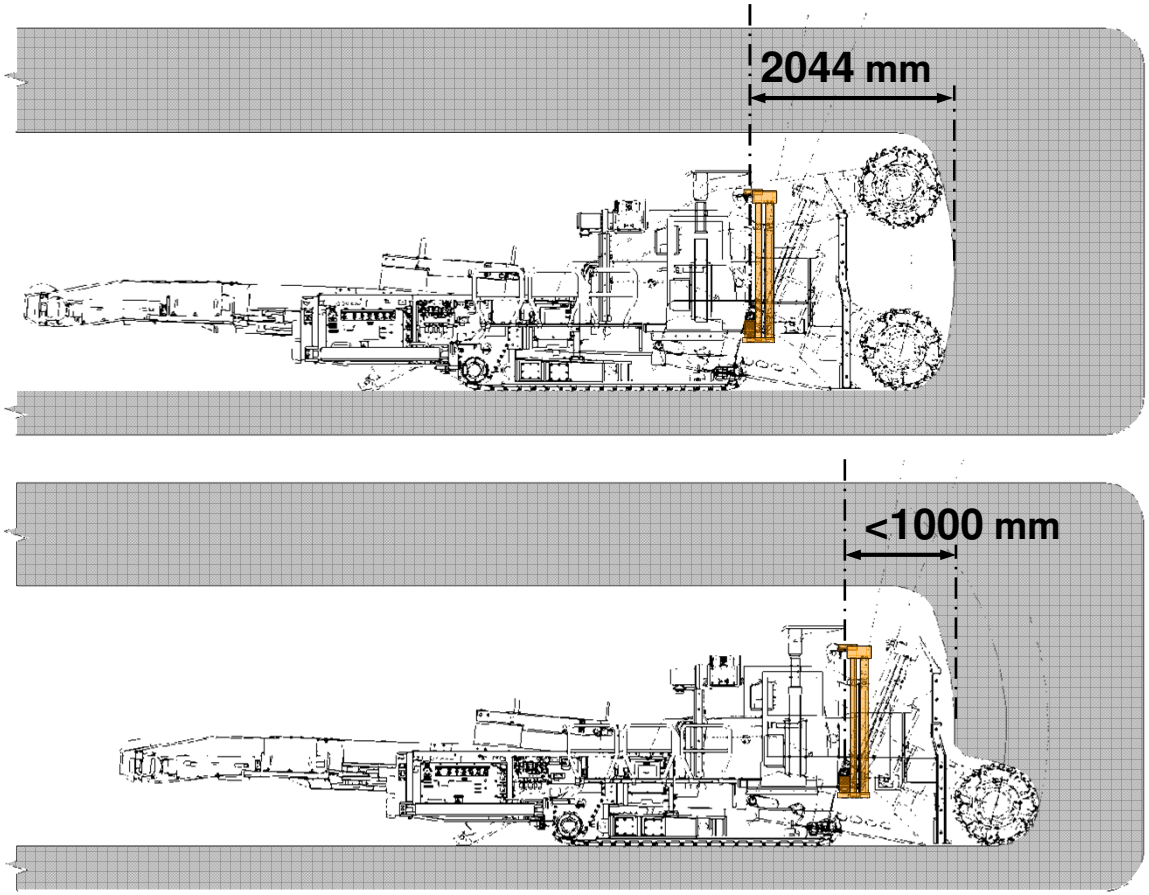
Organ rozsuwany hydraulicznie, 2 x 300 mm

W stanie pełnego rozsunięcia (do urabiania), organ zablokowany blokadą mechaniczną.

JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Kombajn typu 12CM30 Bolter Miner

Możliwość zabudowy kotwy blisko przodka (1m)
umożliwia zastosowanie maszyny w warunkach polskiego górnictwa



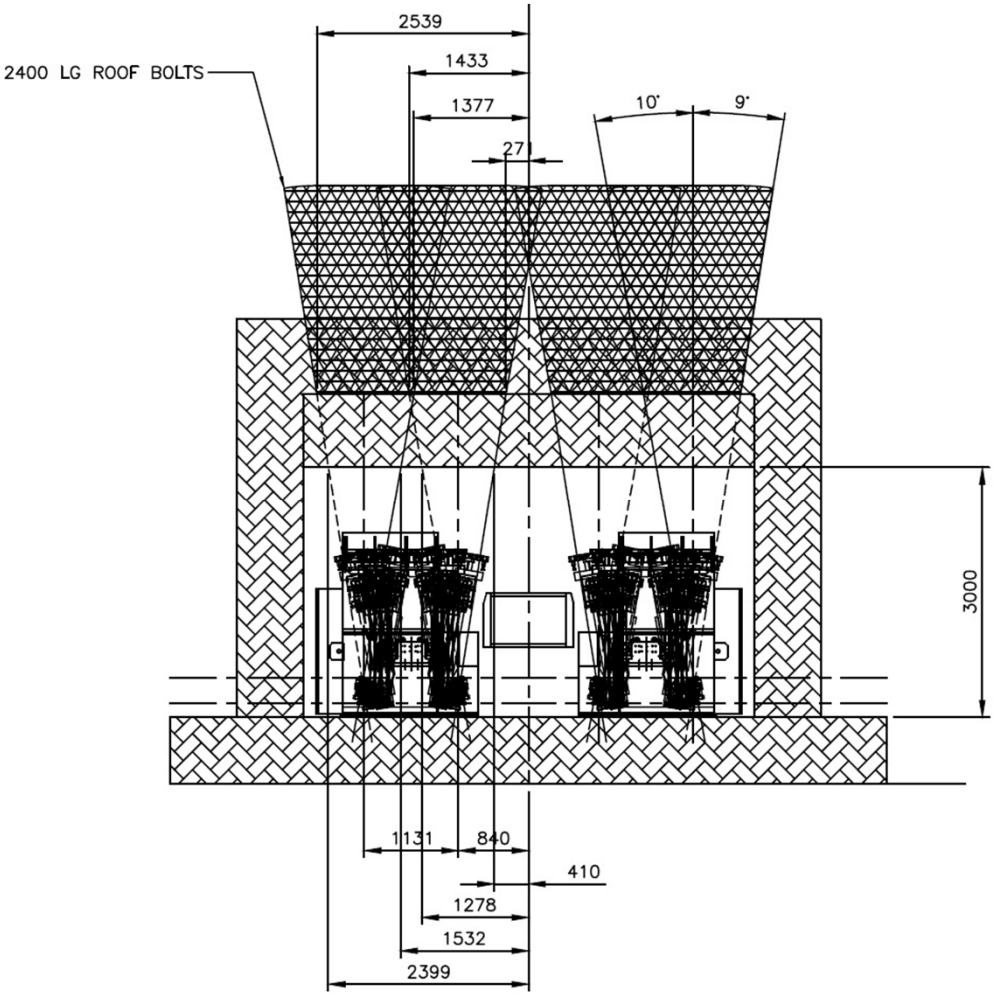
Specyfikacja techniczna	
Napięcie zasilania	1000 V
Ładowanie	Pługowe organem śrubowym
Wysokość do przejazdu	1300 do 1500 mm
Min wysokość urabiania (model B)	2200 mm
Max wysokość urabiania (model D)	4600 mm
Szerokość podawarki	760 mm
Szerokość gąsienicy	560 mm
Masa (około)	85 ton
4 x kotwiarka stropowa	Wychylna i skrętna
2 x kotwiarka ociosowa	Podnoszona i skrętna
Silniki: Urabianie	2 x 170 kW
Pompa	2 x 45 kW
Przenośnik	1 x 37 kW
Jazda	2 x 60 kW (AC OPTIDRIVE)
Suma…	587 kW

JOYGLOBAL

© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Kotwiarki stropowe

12CM30 zakres pracy kotwiarek stropowych





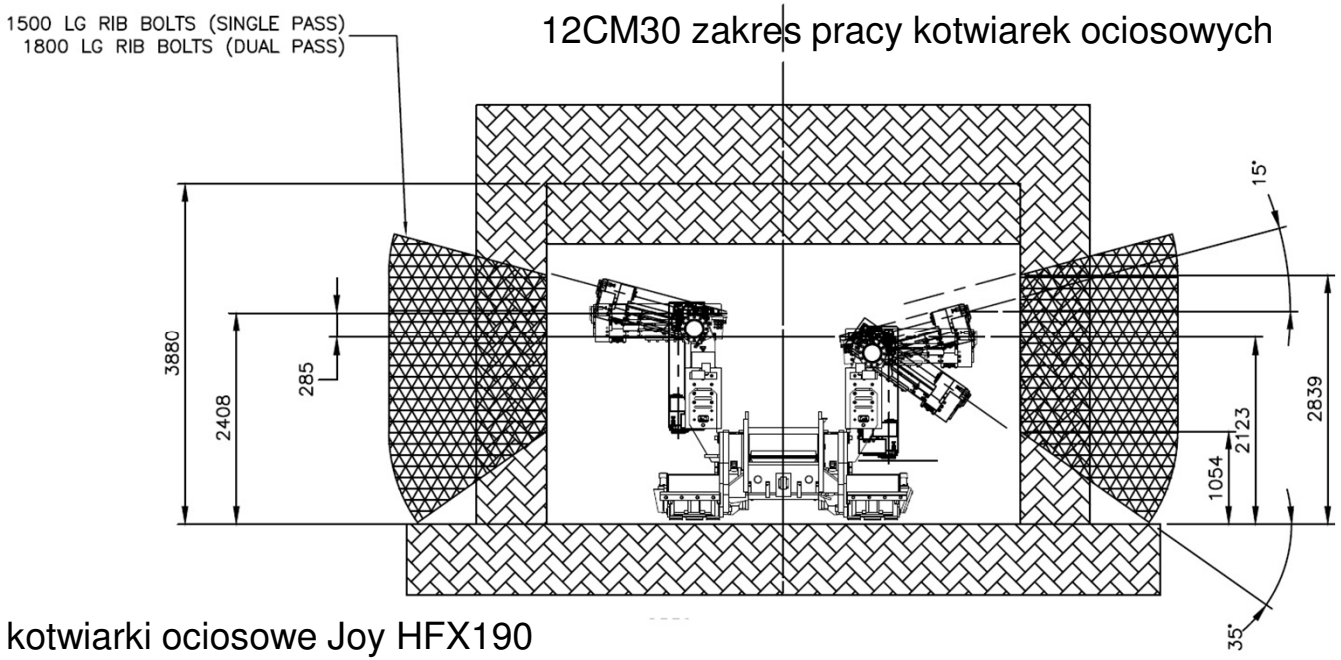


4 kotwiarki Joy HFX ze sterowaniem ICM2 controls

JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

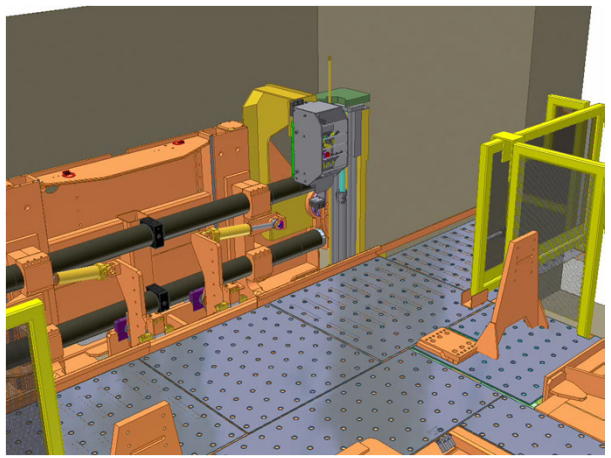
Kotwiarki ociosowe

12CM30 zakres pracy kotwiarek ociosowych



2 kotwiarki ociosowe Joy HFX190



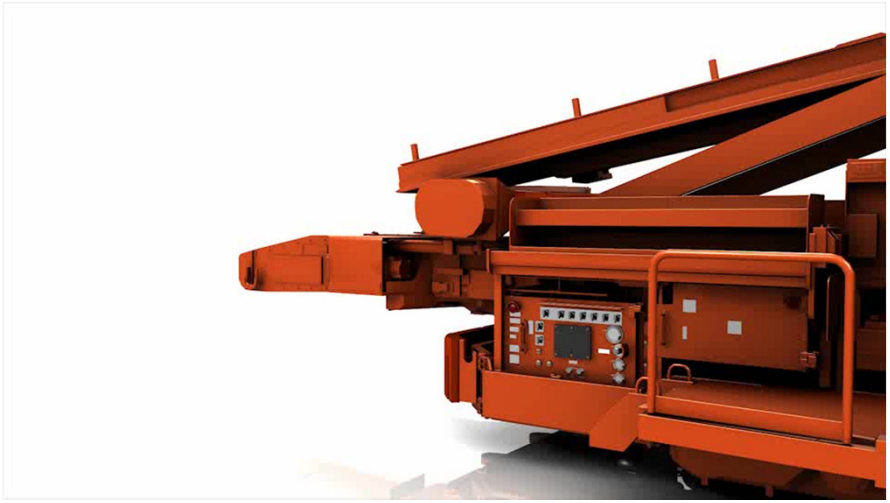


JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

14ED25 do niskich pokładów jednoczesne urabianie i kotwienie





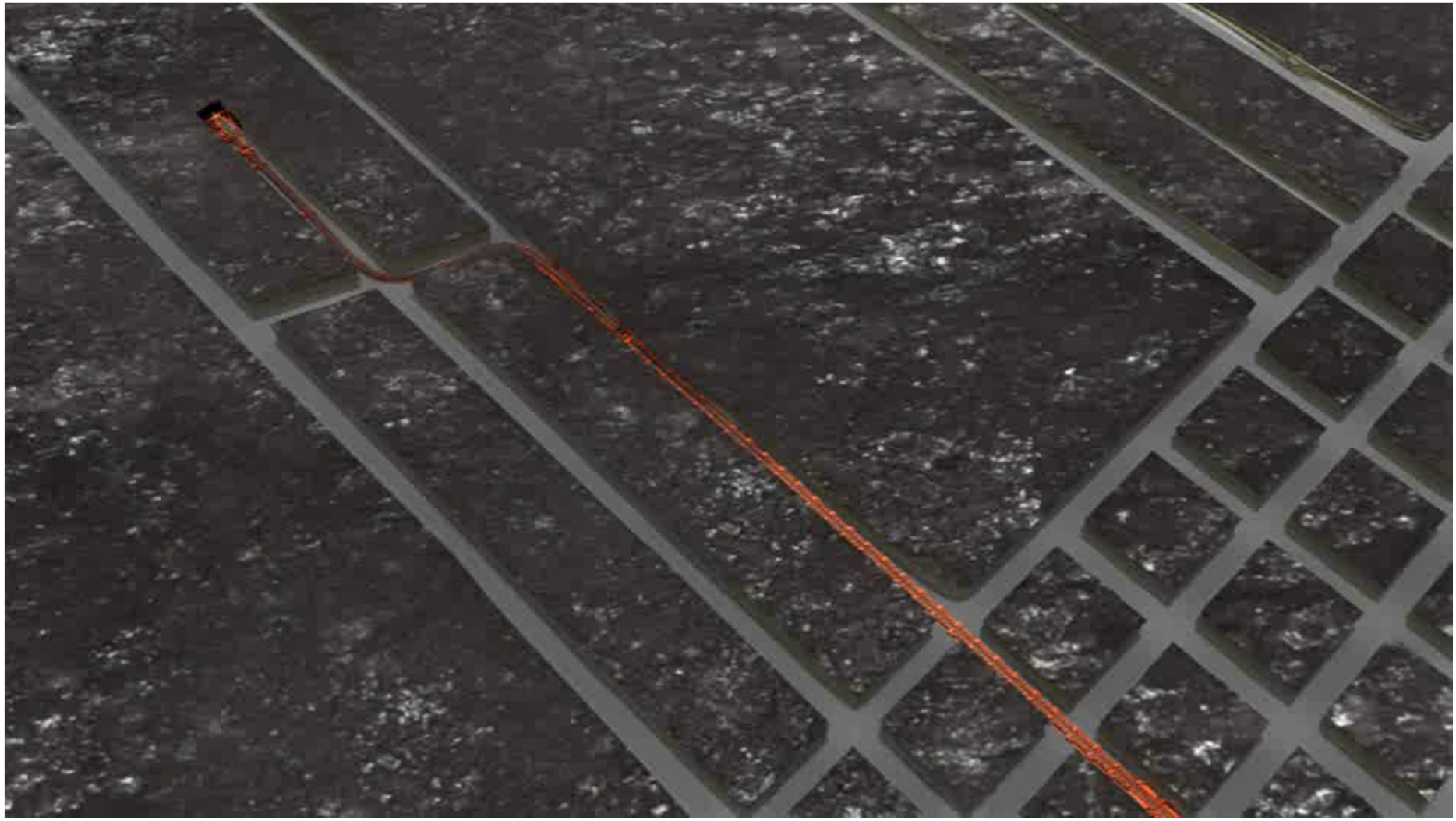


Sprawdzona i działająca technologia

Grubość pokładu	: 1.8 to 3.2 m
Wysuw głowicy	: 1.3 m
Odległość kotwy od przodka	: 2.8 m
Szerokość chodnika	: 4.8 m wycinana
Szerokość maszyny	: 3.05 m
Masa maszyny	: 75 - 80 ton

JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

14ED25 do niskich pokładów z przenośnikiem samojezdnym FCT

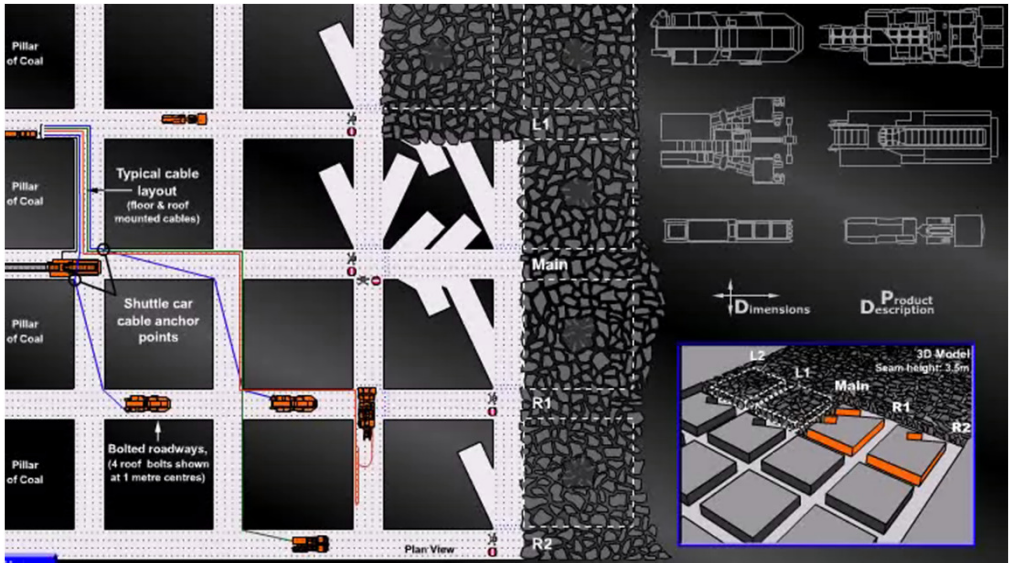


JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

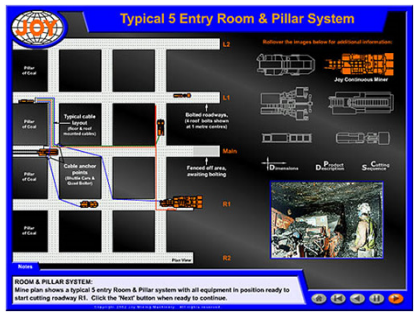
Likwidacja filarów i eksploatacja resztek pokładów

© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Eksploatacja filarów jako metoda wybierania resztek pokładów

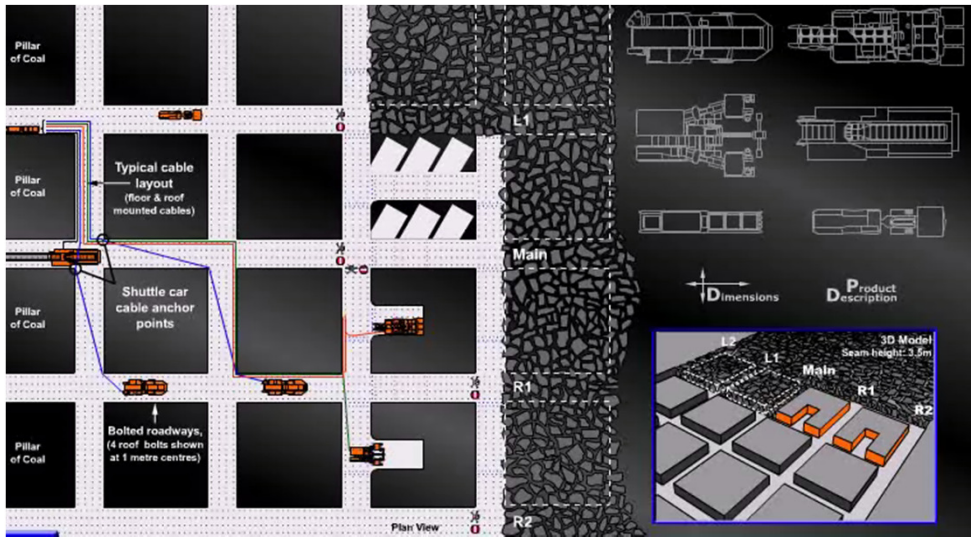


Metoda Nevid/Angled



Podstawowy system R&P

Metoda Split&Fender



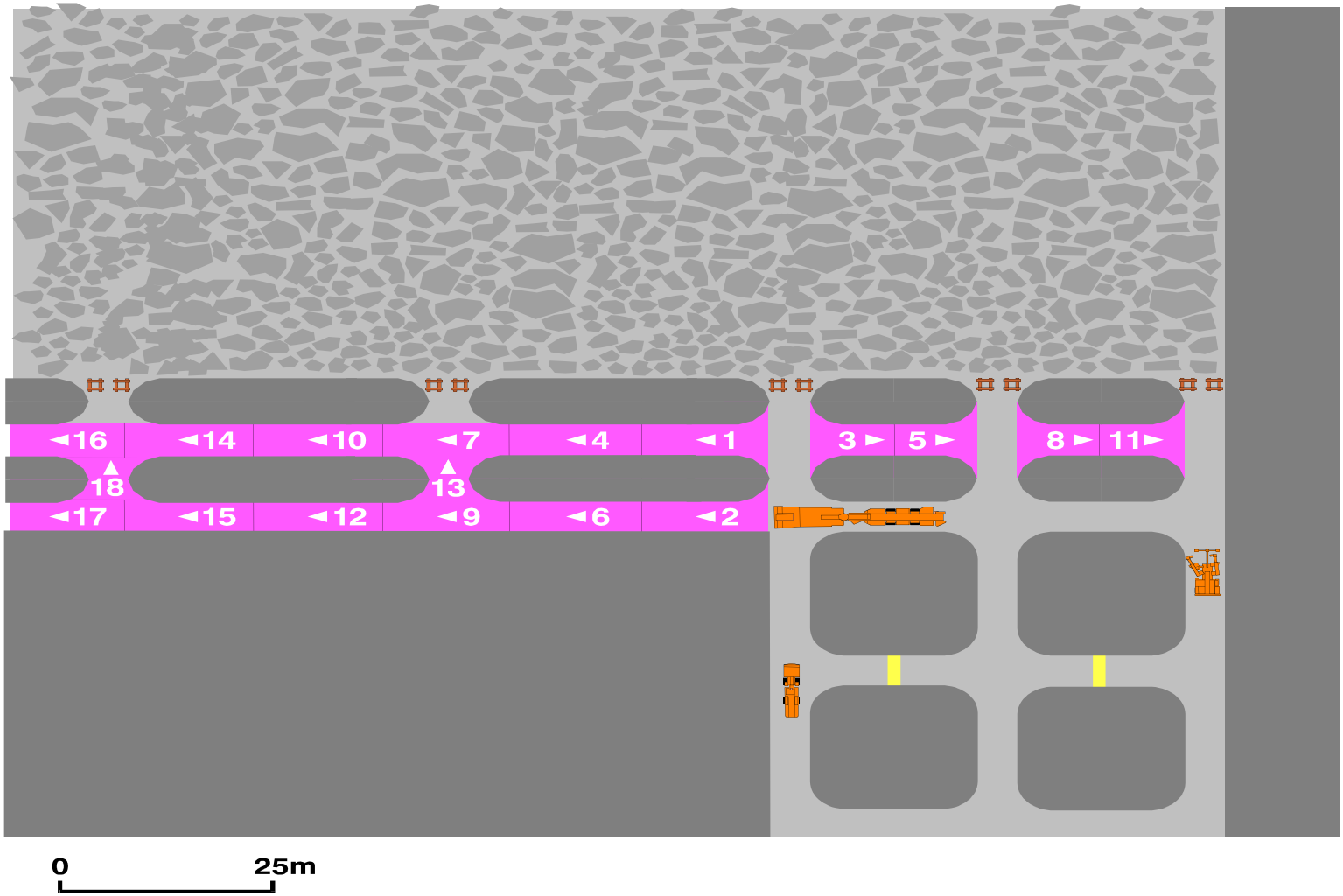
JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Systemy równoważne z systemami ścianowymi

JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Alternatywa dla systemu ścianowego
(kopalnia Wongawilli Australia)

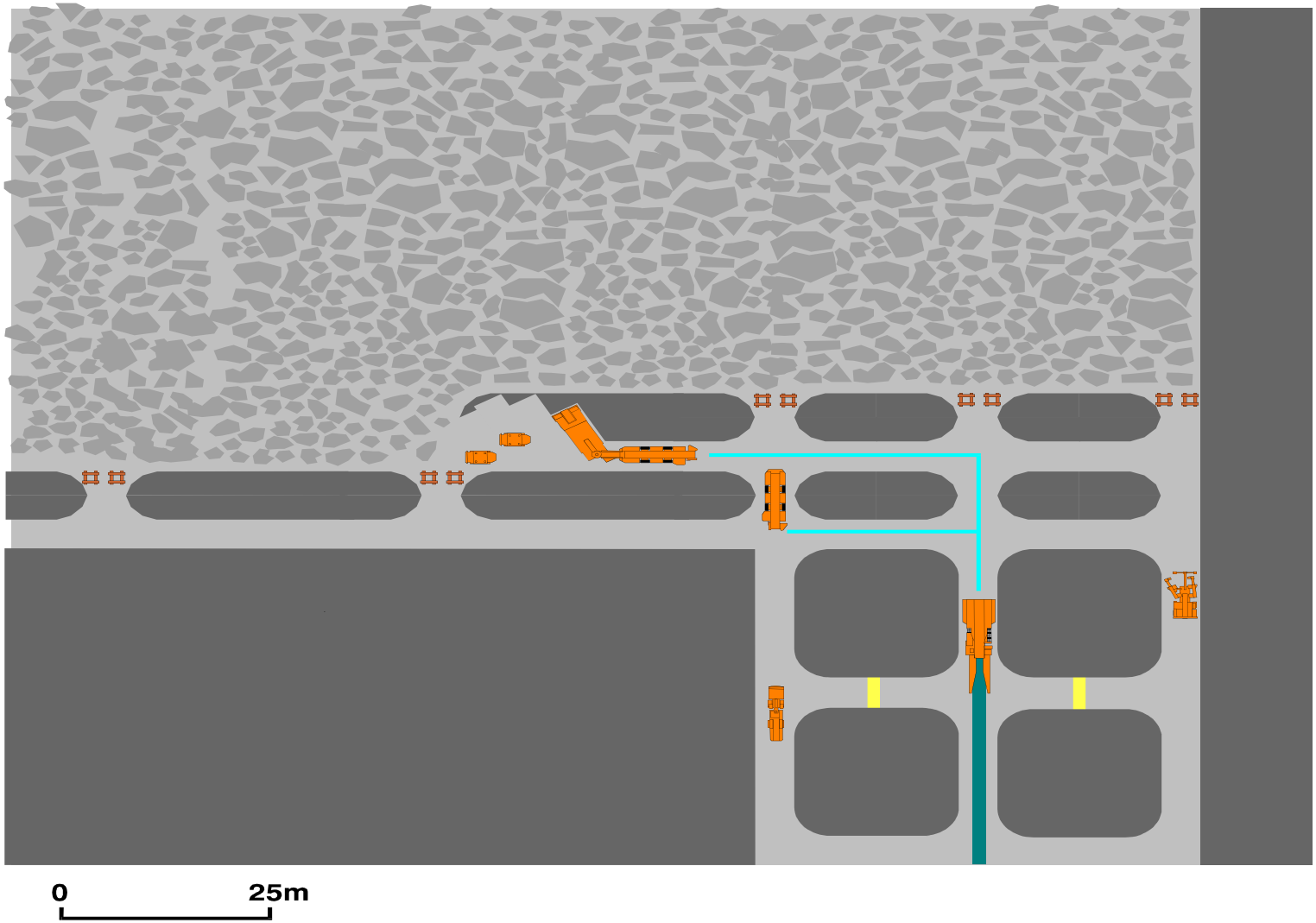
Etap I – wykonanie chodników



JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Alternatywa dla systemu ścianowego
(kopalnia Wongawilli Australia)

Etap II – likwidacja filarów



JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Referencje

© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Kopalnia Newlands (Australia) – system dwuchodnikowy

- Kombajn typu 12CM12 Bolter Miner
- Wymiary filara 30m
- Skrzyżowanie co 100m
- Wysokość chodnika 4m, szerokość 5,8m
- 1 x Shuttle Car
- 1 x Feeder Breaker
- Układ kotew:
  - 4 x 2,1 m kotwy stropowe i 1,5 m kotwa centralna
  - 2 x 1,2 m kotwy ociosowe



Wyniki	
Średni postęp (7 dni)	336 m / tydzień
W dobrych warunkach	40 m / zmianę
W złych warunkach	20 m / zmianę
Rekordowa zmiana (8 hrs)	82,7 m
Rekordowy dzień (24 hrs)	139,0 m
Rekordowy tydzień (7 dni)	539,5 m
Rekordowy miesiąc (28 dni)	2 149,3 m

- 27 km bez remontu

JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Kopalnia Vorgashorskaya (Rosja) – drążenie chodnika

- Kombajn typu 12CM12 Bolter Miner
- Wysokość chodnika 3,6m, szerokość 5,4m
- Odstawa taśmowa

- Układ kotew :
  - 6 x 2,4 m kotwy stropowe (co 0,5m)
  - 2 x 1,8 m kotwy ociosowe na stronę

Wyniki	
Uruchomienie Luty 2009	
Postęp Maj 2009	750 m
Postęp Sierpień 2009	1005 m
Rekordowy miesiąc Marzec 2010	1200 m
Średni postęp	35m/dzień



W takich samych warunkach na tej kopalni pracują także tradycyjne kombajny chodnikowe uzyskując 9m postępu dobowego



Okolicznościowa nalepka wydana po przekroczeniu granicy 1000m w Sierpniu 2009 roku

JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

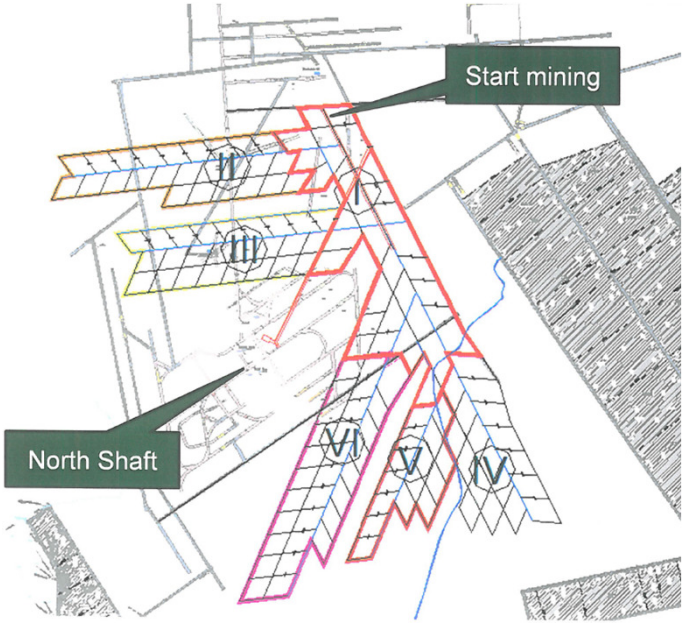
Kopalnia CSM (Czechy) – system filarowo-komorowy

- Kombajn typu 12CM30 Bolter Miner
- 2 x Shuttle Car
- 1 x Feeder Breaker
- Wymiary filara 40m
- Wysokość chodnika 3,5m, szerokość 5,4m
- Duże nachylenia - do 20 stopni (poprzecznie i wzdłużnie)
- Układ kotew:
  - 6 x 2,4 m kotwy stropowe
  - 5 x 1,2 m kotwy ociosowe



Założenia przyjęte do projektu:

Postęp min: 17m/dzień

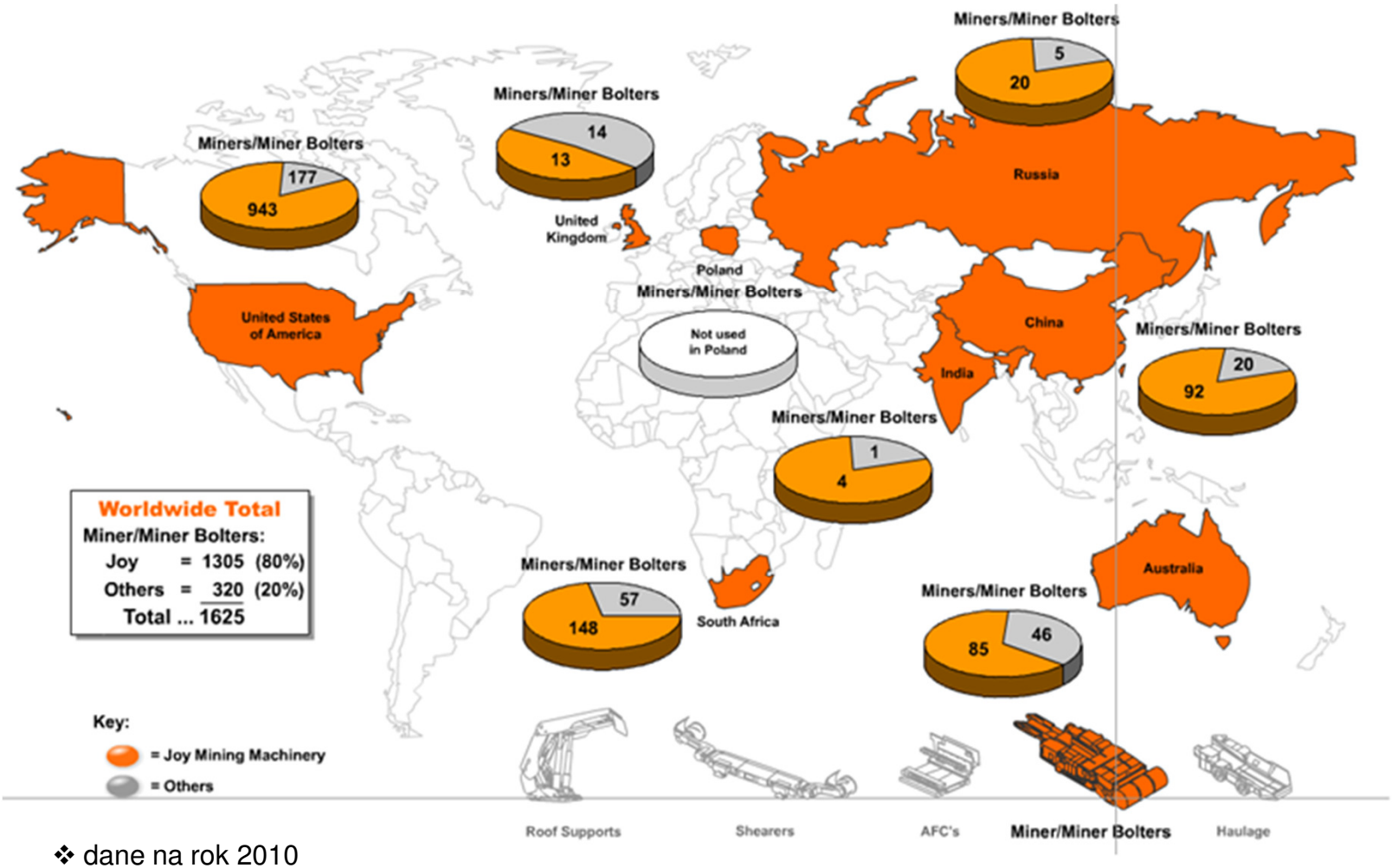


Uruchomienie Maj 2014.
W ostatnim miesiącu system zaczął osiągać postępy na poziomie 16m/dobę

JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Bolter Miner i Continuous Miner – zainstalowane maszyny

Joy Global jest światowym liderem maszyn
do drążenia chodników typu Continuous oraz Bolter Miner



❖ dane na rok 2010

JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Przykładowe czasy cyklu pracy

JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Typowy czas cyklu urabiania 1m, kombajnem 12CM30



1.	Podniesienie organu do połowy	-	10 sekund
2.	zawrębienie, 0,5m	-	20 sekund
3.	Cięcie w dół	-	20 sekund
4.	Podniesienie i cięcie w górę	-	25 sekund
5.	Obniżenie organu i ładowanie	-	30 sekund
6.	Podniesienie organu do połowy	-	10 sekund
7.	zawrębienie, 0,5m	-	20 sekund
8.	Cięcie w dół	-	20 sekund
9.	Podniesienie i cięcie w górę	-	25 sekund
10.	Obniżenie organu i ładowanie	-	30 sekund
11.	Cofnięcie i wyrównanie spągu	-	10 sekund
12.	Ustawienie do kotwienia	-	20 sekund
	RAZEM		4.0 minuty

- Warunki: węgiel i miękki kamień, 20 do 60 Mpa
- Wymiary chodnika: wysokość 4m szerokość 5,4m

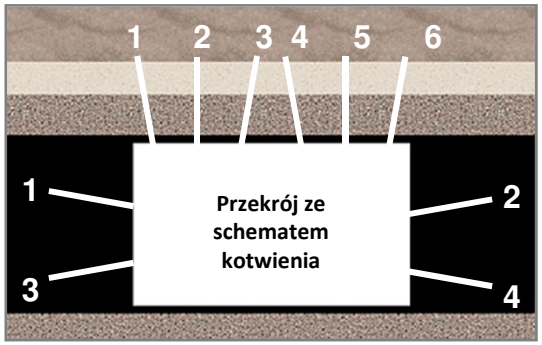
JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Kombajn typu 12CM30 Bolter Miner

Typowe czasy operacji w cyklu kotwienia

1. Położenie stropnicy (siatki) na kotwiarkę i dociśnięcie do stropu : 90 sekund
2. Wiercenie otworów stropowych 1 i 4 ustawienie kotwiarek ociosu : 40 sekund
3. Włożenie kleju w otwory 1 i 4 i jednoczesne wiercenie pierwszych otworów 1 i 2 w ociosie . : 20 sekund
4. Zamocowanie i dokręcenie kotew 1 i 4 i jednoczesne włożenie kleju w otwory ociosowe : 40 sekund
5. Przesunięcie wiertnic do wiercenia otworów 2 i 5. Zamocowanie i dokręcenie dwóch kotew ociosowych. : 40 sekund
6. Powtórzenie czynności B, C, D i E dla kotew stropowych 2 i 5, 3 i 6 oraz kotew ociosowych 3 i 4. : 280 sekund
7. Przygotowanie maszyny do kolejnego cyklu urabiania : 40 sekund

- 6 kotew stropowych 2,4m
- 4 kotwy ociosowe 1,8m



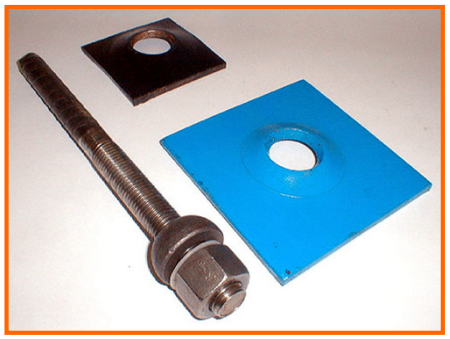
RAZEM : 9 min. 30 *sek.*

JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

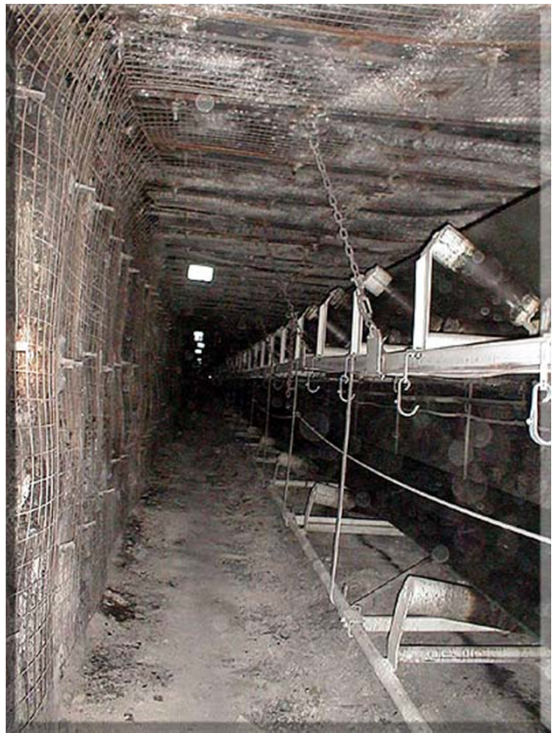
Przykładowa kalkulacja kosztów obudowy

JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Przykładowe koszty obudowy kotwiowej







- Typowa kotwa dł. 2,4 m - 45 zł
- Klej szybkowiążący - 90 zł /opakowanie 20szt.
- Klej normalnie wiążący - 135 zł/opakowanie 20szt.
- Typowy krok obudowy 6 kotew stropowych, 6 ociosowych i klej
- Dla 10m (krok 1m): (120 kotew i 6 op. każdego typu kleju) – 6 750 zł
- Całkowity koszt obudowy dla 1000 m chodnika- 675 000 zł



JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Przykładowe koszty obudowy stalowej łukowej

- Średni koszt zestawu obudowy (bez wykładki i siatki) - 1 600 zł
- Przy postępie 10m (krok 1m) koszt wykonania - 16 000 zł
- Całkowity koszt obudowy na 1000m chodnika - 1 600 000 zł





JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Korzyści ekonomiczne

- Oszczędność na 1000m chodnika w kotwach vs obudowa stalowa
  - 675 000 zł (kotwiowa) *vs* 1 600 000 zł (stalowa)
  - Oszczędność na 1000 m - **925 000zł**



Vs



JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Zalety stosowania metod filarowo-komorowych

JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Zalety stosowania metod filarowo-komorowych

- dużo mniejsze (w porównaniu z tradycyjnymi metodami) koszty wykonania metra wyrobiska
- mobilność i elastyczność w stosowaniu systemu
- wydajność w niektórych przypadkach może być porównywalna z systemem ścianowym.
- możliwość zastosowania do eksploatacji filarów i pozostałości pokładów w miejscach gdzie zbrojenie ściany jest nieekonomiczne lub technicznie niemożliwe
- dużo niższe nakłady inwestycyjne w porównaniu do systemów ścianowych
- *system umożliwia eksploatację przy założeniu minimalnego wpływu na środowisko i powierzchnię (możliwość eksploatacji złóż pod miastami i tam gdzie to było do tej pory niemożliwe).*

JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

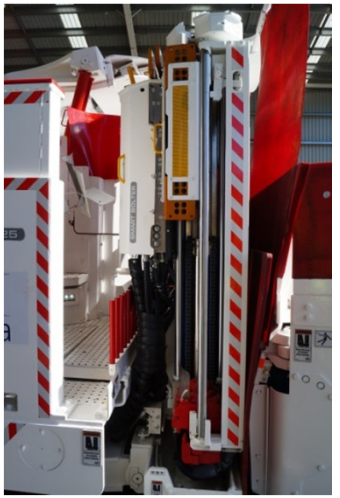
Kierunki rozwoju

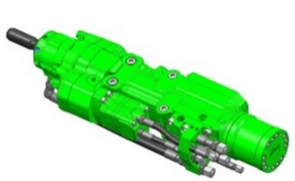
JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Systemy do szybkiego drążenia wyrobisk chodnikowych – Połączenie naszej techniki i doświadczenia w drążeniu wyrobisk z techniką Montabert



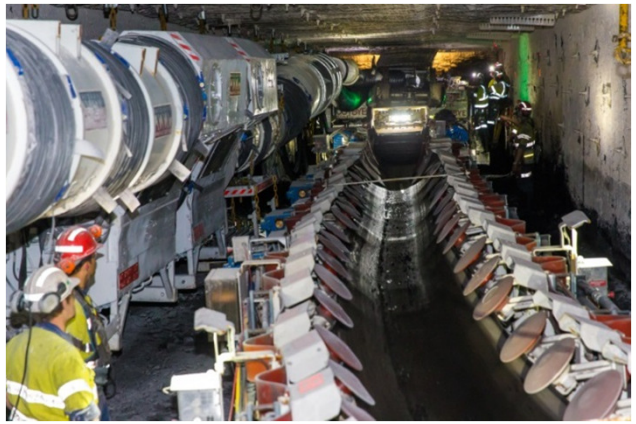






System pół automatyczny, jednoczesne urabianie i kotwienie, systemowe podejście do zagadnienia

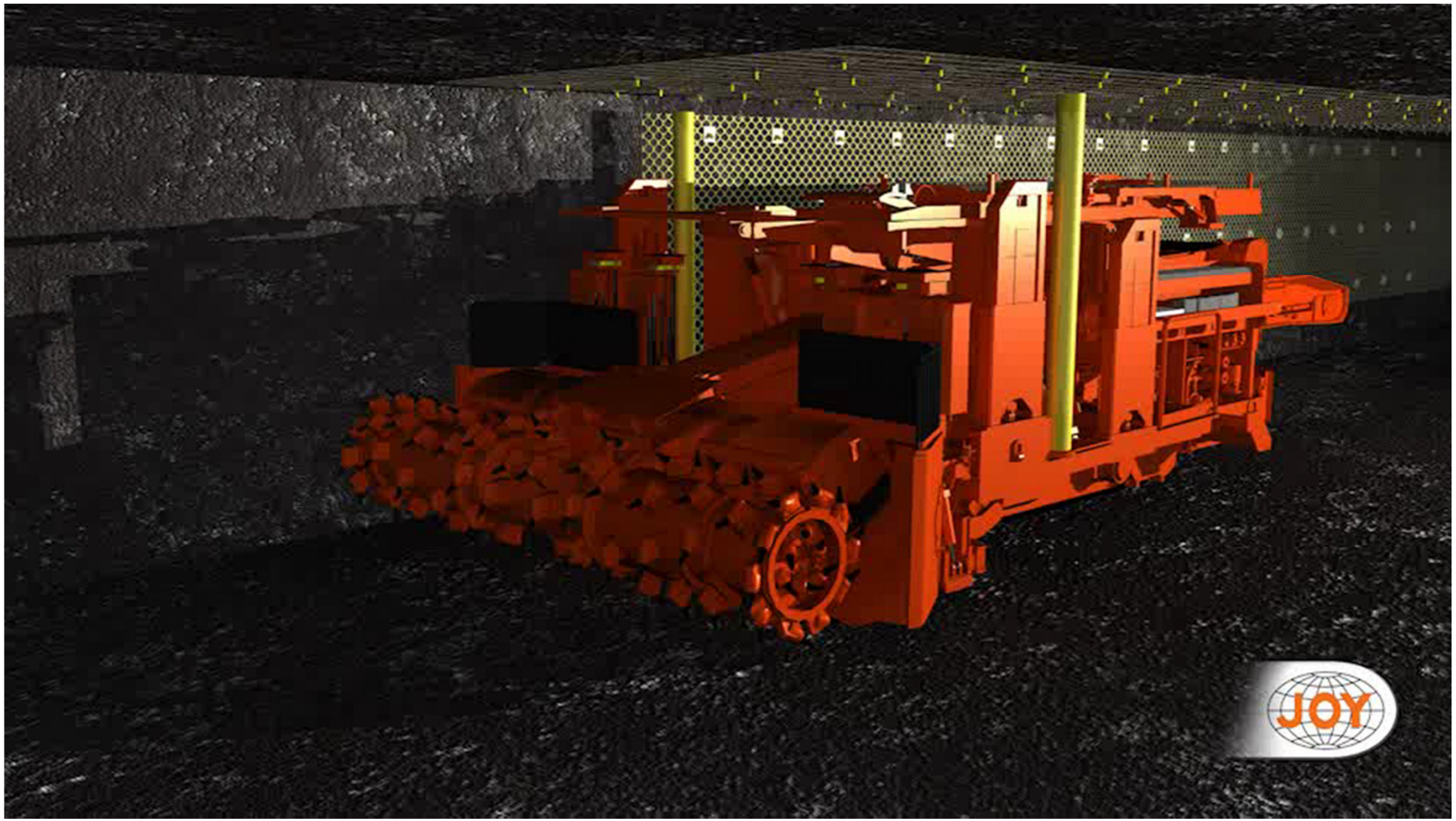




CEL – 500m/tydzień dla pojedynczego systemu (Dzisiaj - 320m)

© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

12ED25 Miner Bolter – 6 Kotwiarek, zintegrowany podajnik siatki i system wentylacji



JOYGLOBAL
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved



Kontakt:

Joy Global (Poland) Sp. z o.o.
Murarska 20, 43-100 Tychy
+48 32 776 28 00 tel.
+48 32 776 20 00 Fax

Dziękuję za uwagę

www.joyglobal.com

© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved