INSTYTUT GOSPODARKI
SUROWCAMI MINERALNYMI I ENERGIĄ
POLSKIEJ AKADEMII NAUK

# Szkoła Eksploatacji Podziemnej




Kraków 2017

Patron
Jubileuszowego wydania
Materiałów Konferencyjnych SEP
1992-2021

KGHM
POLSKA MIEDŹ

SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

**Centrala PGG**

Piotr Bojarski, Leszek Kloc, Halina Potoczek

Zagrożenie metanowe oraz studium kosztów profilaktyki metanowej w latach 2012-2015 na przykładzie wybranych kopalń – Polska Grupa Górnicza sp. z o.o.

Streszczenie

Eksploatacji węgla towarzyszy występowanie licznych zagrożeń naturalnych - zagrożeń wynikających z własności górotworu i eksploatowanej kopaliny. Zaliczamy do nich m.in. zagrożenie metanowe. Zagrożenie to powoduje, że praca w górnictwie jest bardzo niebezpieczna - zdarzało się, że było ono przyczyną katastrof górniczych.

Metan, najprostszy węglowodór nasycony z grupy parafin, towarzyszy większości złóż węgla. Pod pojęciem zagrożenia metanowego rozumie się występowanie nadmiernych zawartości tego gazu w wyrobiskach górniczych, co stanowi źródło poważnego zagrożenia bezpieczeństwa załogi górniczej, a także ciągłości ruchu kopalni. Metan nie jest trujący dla człowieka, ale przy dużych koncentracjach w powietrzu kopalnianym wypierając tlen powoduje powstawanie „atmosfery niezdatnej do oddychania". Mieszanina powietrza

z metanem w zależności od jego stężenia ma własności palne lub wybuchowe.

W Polskiej Grupie Górniczej sp. z o.o. tylko KWK Piast-Ziemowit (Ruch Piast i Ruch Ziemowit) prowadząca eksploatację w części wschodniej Górnośląskiego Zagłębia Węglowego jest kopalnią niemetanową. W 2015 roku z pokładów metanowych pochodziło 66,4 % węgla wydobywanego w kopalniach byłej Kompanii Węglowej S.A., przy czym 26 % to wydobycie węgla z pokładów zaliczonych do najwyższej, IV kategorii zagrożenia metanowego.

Prowadzenie eksploatacji węgla w kopalniach metanowych wymaga stosowania odpowiedniej profilaktyki zagrożenia metanowego. Rozpoczyna się ona już na etapie projektowania robót górniczych i trwa do czasu likwidacji rejonu. Coraz częściej same metody wentylacyjne są niewystarczające dla niedopuszczenia do powstawania w wyrobiskach górniczych niebezpiecznych nagromadzeń tego gazu. Najbardziej skuteczną, ale i bardzo kosztowną metodą obniżenia zagrożenia metanowego jest odmetanowanie górotworu. Koszty ponoszone na profilaktykę i zwalczanie zagrożenia metanowego obciążają koszty wydobycia węgla. Dlatego też wydajność odmetanowania w kopalniach Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. dopasowywana jest do skali zagrożenia metanowego i utrzymywana na poziomie, który pozwala zapewnić bezpieczeństwo zatrudnionej załodze oraz osiągnąć założoną wielkość produkcji.

W artykule przedstawiono analizę kosztów profilaktyki metanowej dla kopalń o różnej metanowości bezwzględnej i jej wpływie na poziom tych kosztów.

Metan, gaz występujący w pokładach węgla to jednocześnie paliwo i ujęcie go na powierzchnię systemami odmetanowania stwarza możliwość jego gospodarczego wykorzystania. Jest to źródło dodatkowych korzyści ekonomicznych i sposób częściowego rekompensowania kosztów profilaktyki metanowej.

# Metody utrzymywania wyrobisk pionowych na przykładzie szybu VII Polskiej Grupy Górniczej Sp. z o.o. Oddziału KWK ROW Ruchu Chwałowice

Mieczysław Wojtyński
Bogdan Skłodowski
Arkadiusz Kowal
*Polska Grupa Górnicza Sp. z o.o. Oddział KWK ROW Ruch Chwałowice*

Bohdan Wilczok
*Specjalistyczny Urząd Górniczy*

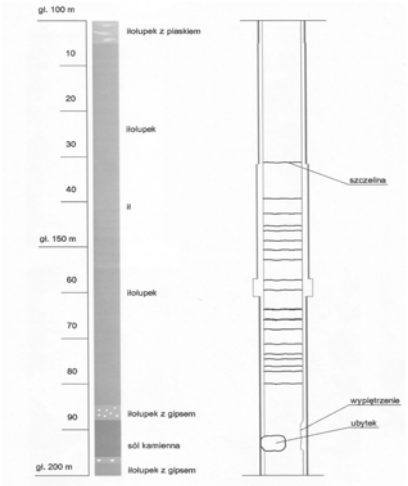
STRESZCZENIE: Referat opisuje rozwiązania zastosowane w szybie wentylacyjnym VII Polskiej Grupy Górniczej Sp. z o.o. Oddział KWK ROW Ruch Chwałowice, w celu utrzymania wyrobiska pionowego. Zawiera zdjęcia i rysunki poglądowe pokazujące pierwotny stan obudowy szybu oraz w trakcie jej zabezpieczenia, naprawy i wzmacniania. Przedstawia także informacje na temat monitoringu obudowy szybowej, tj. działań podjętych w celu zapewnienia bezpieczeństwa załogi zatrudnionej w szybie w trakcie zabezpieczenia i naprawy obudowy. Ponadto przywołuje koncepcje dalszego postępowania zapewniającego utrzymanie stateczności obudowy szybu VII.

SŁOWA KLUCZOWE: obudowa szybu, szyb wentylacyjny, wyrobisko pionowe.

## 1. WSTĘP

Szyb VII został wybudowany w latach 1982÷1987 i pełni rolę szybu wentylacyjnego. Średnica szybu wynosi 7,5m (poza odcinkiem wzmocnionym obudową tubingową, gdzie średnica aktualnie wynosi 7,0m). Szyb posiada pięć wlotów: kanału wentylacyjnego pod zrębem szybu, na głębokości 344 m i 520 m oraz na poziomach 390 m i 550 m. Całkowita głębokość szybu VII wynosi 543,25 m.[1] Poniżej poziomu 390 m szyb zalany jest wodą. Jako obudowę ostateczną zastosowano obudowę betonową, a na odcinku mrożeniowym jako dwuwarstwową z paneli żelbetowych oraz betonu. Jako warstwę izolacyjną pomiędzy obudowami zastosowano folię PE. Szyb głębiono metodą specjalną zamrażania górotworu do głębokości 365 m. W trakcie głębienia szybu oraz po wyłączeniu mrożenia (15.11.1986 r.) szczelność utraciło 18 z łącznie wykonanych 47 otworów, tj. rozszczelnieniu uległo 38,29% wszystkich otworów. Z zapisów zamieszczonych w dokumentacji „Technologia likwidacji otworów mrożeniowych i selektywnego uszczelniania obudowy szybu VII KWK „Chwałowice"" wynika, że rury mrożeniowe uległy rozszczelnieniu w strefie od głębokości od 125 m do 133 m.[2] Po wykonaniu odcinka szybu we wstępnej obudowie panelowej wznoszona była ostateczna obudowa szybowa, która wykazywała najmniejszą szczelność w rejonie połączeń technologicznych na głębokościach: 10,00 m, 160,00 m, 245,00 m, 323,00 m i 366,00 m. W związku ze stwierdzonymi nieszczelnościami obudowy szybowej przeprowadzono doszczelnienie połączeń obudowy metodą iniekcji zaczynem cementowym. Połączenia technologiczne doszczelniano od strony szybu i poprzez wtłaczanie zaczynu cementowego i solakrylu na odcinkach szybu od gł. 150 m do 161,5 m oraz od gł. 210m do 220 m. Następnie przeprowadzono likwidację otworów mrożeniowych poprzez ich zacementowanie. Z zapisów w dzienniku budowy szybu wynika, że cementację doszczelniającą obudowę szybową

prowadzono od kwietnia do maja 1988 r, natomiast w czerwcu 1988 r. przeprowadzono cementację otworów mrożeniowych. Szyb VII od początku istnienia nie był wyposażony w górniczy wyciąg szybowy. Aby spełnić wymogi obowiązujących przepisów dotyczących przeprowadzania badań, kontroli i napraw obudowy szybowej, a także zapewnić bezpieczeństwo oraz odpowiedni komfort pracy ludzi w szybie, w czerwcu 2010 roku postanowiono dostosować ww. szyb do zainstalowania górniczego wyciągu szybowego z klatką rewizyjno-naprawczą. Podczas wykonywania prac mających na celu przygotowanie szybu do wyposażenia w górniczy wyciąg szybowy z przewoźną maszyną wyciągową i wyzbrajaniem szybu ze zbędnego wyposażenia, w dniu 13 lutego 2012 roku stwierdzono poważne uszkodzenie obudowy szybu na głębokości około 189÷198 m, w obrębie iłołupków laminowanych gipsem i zalegania soli kamiennej. Uszkodzenie miało postać wyrwy obejmującej 2/3 obwodu szybu, a obudowa panelowa uległa wypiętrzeniu. Ponadto, na odcinku od głębokości 130m do 180m, stwierdzono: spękania, rysy i szczeliny w obudowie o rozwarciu do 10cm.




Rys. 1. Przekrój geologiczny odcinka szybu wraz z schematem uszkodzeń obudowy (rysunek z opracowania GIG nr 581 13132-153)

Fig. 1. The geological cross-cut of shaft section with the scheme of lining damage (source: GIG work no. 581 13132-153)

W trakcie prowadzenia robót okazało się, że materiał rejestrowany dotąd przez kamery, podczas kwartalnych kontroli obudowy szybu VII, był nieprecyzyjny i nie oddawał rzeczywistego jej stanu. W związku z zaistniałym zdarzeniem losowym, wstrzymano prace związane z likwidacją istniejącego wyposażenia szybu do czasu przeprowadzenia kolejno: tymczasowego zabezpieczenia uszkodzeń, naprawy i wzmocnienia obudowy szybu VII.

## 2. ZASTOSOWANE SPOSOBY ZABEZPIECZENIA OBUDOWY SZYBU VII.

Projekt zabezpieczenia uszkodzonej obudowy został opracowany przez Główny Instytut Górnictwa w Katowicach. Natychmiast po opracowaniu stosownej technologii, od 1 marca 2012 roku przystąpiono do robót zabezpieczających obudowę szybu VII. W celu zapewnienia bezpieczeństwa pracującej w szybie załogi oraz możliwości przystąpienia do naprawy obudowy szybu w rejonie zalegania pokładu soli, w oparciu o ww. projekt, podjęto decyzję o zabezpieczeniu tymczasowym obudowy szybu VII pięcioma obwodowymi rzędami kotew

wklejanych typu GSI (R51N). Kotwy o długości 8 m, w liczbie 14 sztuk w każdym kręgu, zostały zabudowane na głębokościach: 130,0 m, 139,30 m, 148,1 m, 161,7 m, 181,7 m. Zabezpieczenie to wykonano w celu uniemożliwienia ześlizgiwania się obudowy w dół, w miejsce zdegradowanej obudowy. Kotwy utwierdzono w obmurzu i otaczającym szyb górotworze za pomocą kleju poliuretanowego. W celu potwierdzenia założeń projektowych, wykonano na zainstalowanych kotwach iniekcyjnych GSI badanie nośności kotwi. Badanie objęło swym zakresem 20 sztuk kotwi i zostało przeprowadzone na czterech losowo wybranych kotwiach znajdujących się na każdym z pięciu poziomów badawczych. Badania przeprowadzone siłą 400kN wykazały, iż na wszystkich poziomach, rzeczywista nośność kotwi jest zgodna z wymaganiami projektu.



Zdjęcie 1. Kotew wklejana typu GSI (R51N) zabudowana w szybie VII. (zdjęcie ze zbiorów kopalni)
Pho. 1. Rockbolt type GSI (R51N) installed In Shaft no. VII (source: mine archive)

Powstałe w wyniku osiadania obudowy szybu szczeliny poziome na odcinku od gł. 130,0m do 163,5 m, zabezpieczono za pomocą zakotwionych do obudowy siatek stalowych wykonanych z prętów średnicy minimum 6 mm o oczkach 50mm na 50mm, mocowanych do obudowy za pomocą kotew szybowych W1-320 lub pojedynczych pierścieni stalowych wykonanych z ceownika 300mm. Zabezpieczenia te chroniły załogę oraz przestrzeń szybu i w niej zabudowane urządzenia przed możliwymi skutkami odspajania się zruszonej obudowy szybowej. Odcinek od gł. 163,5m do 186,3m zabezpieczono za pomocą pierścieni stalowych z ceownika 300mm zakotwionych do obudowy szybowej i połączonych ze sobą pionowymi słupami.

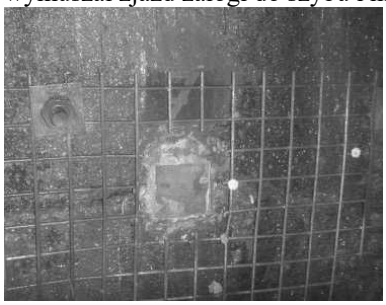


Zdjęcie 2. Pierścienie stalowe z ceownika 300mm, wraz z łączącymi je pionowymi słupami (zdjęcie ze zbiorów kopalni).
Pho. 2. Steel rings made of 300 mm channel section with vertical pole connections (source: mine archive)

Odcinek od głębokości 186,3 m do głębokości 196,45 m zabezpieczono za pomocą pierścieni stalowych z ceownika 300mm. Pierścienie, składały się z 9-ciu elementów, połączonych ze sobą w poziomie i pionie poprzez skręcenie śrubami M16. Pierścienie zamocowane były do obudowy szybu za pomocą kotew W1-320. Przedmiotowe zabezpieczenia obudowy miały charakter doraźny lecz pozwoliły przystąpić do przeprowadzenia właściwej naprawy obudowy szybu.

## 3. MONITORING STANU OBUDOWY

Równolegle z zabezpieczeniem obudowy jak i jej wzmacnianiem prowadzono bieżącą kontrolę uszkodzonej obudowy. Na pęknięciach oraz szczelinach w obudowie ostatecznej założono 32 plomby szklane na głębokości od 122m do 148m. Plomby kontrolowane były na poszczególnych zmianach roboczych przez dozór firmy wykonującej naprawę obudowy jak i służby kopalniane w trakcie wymaganych i doraźnych kontroli robót. Ten sposób kontroli wymuszał zjazd załogi do szybu i nie ostrzegał pracującej załogi w sposób ciągły.



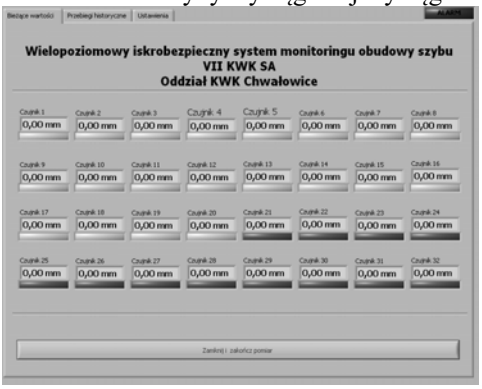
Zdjęcie 3. Plomba szklana zabudowana na szczelinie. (zdjęcie ze zbiorów kopalni)
Pho. 3. Glass seal installed in fracture (source: mine archive)

W celu podniesienia poziomu technicznego, a tym samym skuteczności stosowanego dotąd monitoringu obudowy w postaci plomb szklanych, na mocy wydanej decyzji przez organ nadzoru górniczego, kopalnia zabudowała 12 czujników monitorujących występowanie przemieszczeń sąsiednich odcinków obudowy szybowej, na głębokościach od 132,5m do 179,5m. System ten składał się z przetworników pomiaru przemieszczeń elementów (obszarów) obudowy szybowej oraz odbiornika transmisji, konwertera, linii kablowej zasilania i transmisji danych, zasilacza iskrobezpiecznego i rejestratora cyfrowego.[3]



Zdjęcie 4. Czujnik monitoringu przemieszczenia obudowy (zdjęcie ze zbiorów kopalni)
Pho. 4. Shaft lining displacement sensor (source: mine archive)

Zaawansowany technicznie monitoring zapewnił większy poziom bezpieczeństwa, a tym samym podniósł komfort pracy. Zakres pomiaru deformacji obmurza wynosił ± 5 mm. Na pulpicie (monitorze) zabudowanym w maszynowni wentylatorów głównego przewietrzania przy szybie VII, wyświetlane były wartości pomiarowe na wszystkich aktywnych czujnikach. Informacje o przekroczeniu progu alarmowego czujników wielopoziomowego iskrobezpiecznego monitoringu stanu technicznego obudowy szybu VII przekazywane były również do maszyny wyciągowej wyciągu kubłowego i dyspozytora metanometrii jako alarm.




Rys. 2. Okno główne rejestratora (instrukcja obsługi IO/01/2012)
Fig. 2. Main window of recorder (User guide: IO/01/2012)

## 4. ZASTOSOWANE SPOSOBY NAPRAWY I WZMOCNIENIA OBUDOWY SZYBU VII.

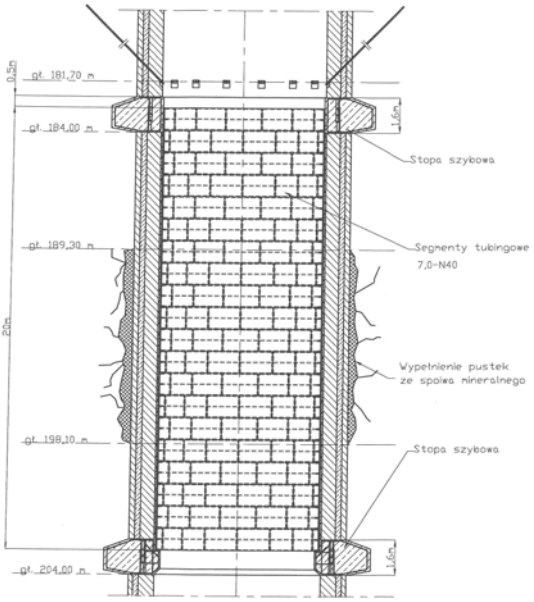
Po wykonaniu niezbędnych, tymczasowych zabezpieczeń obudowy szybu, przystąpiono do robót związanych z naprawą zdegradowanego odcinka obudowy tj. rejonu zalegania pokładu soli na głębokości 189m do 198m. Roboty te, podzielone zostały na dwa zasadnicze etapy:

*4.1. Etap I* – mający za zadanie zlikwidowanie potencjalnego zagrożenia przenikania wody z warstw zawodnionych zalegających na gł. od ok. 87m do158m do warstw znajdujących się poniżej głębokości 158m, a zwłaszcza do warstwy soli. Etap ten został zrealizowany za pomocą:

- iniekcji odcinającej dopływ wody za obudową szybową na głębokości 111,50 m oraz 113,5m,
- iniekcji uszczelniającej i wzmacniającej górotwór w rejonie:
  a) kotew GSI zabudowanych na głębokościach: 130,00m , 139,30m, 148,10m,
  b) istniejącej stopy szybowej na głębokości 160,85m,
  c) projektowanych stóp szybowych na głębokościach: 184,00m, oraz 204,00m.
- wypełnienie pustek za obudową w warstwie soli na głębokości od ok. 189,30m do 198,10 m.
- iniekcyjnego wypełnienia szczelin w ostatecznej obudowie betonowej na odcinku od gł. 105,00m do 161,00m.[4]

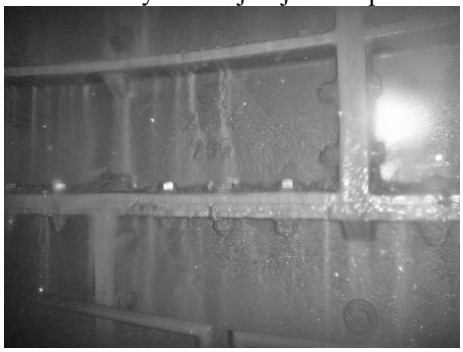
Iniekcję odcinającą dopływ wody za obudową szybową na głębokości 111,50 m oraz 113,5m wykonano za pomocą kleju poliuretanowego przeznaczonego do stosowania w górotworze zawodnionym. Jeden krąg iniekcyjny składał się z 24 szt. otworów Ø42mm, w rozstawie co ok. 1m, o głębokości w górotworze ok. 3 m. Otwory wykonano z nachyleniem ok. 5° w celu umożliwienia samoczynnego odpływu wody ze zwiercinami. W przypadku iniekcji uszczelniająco-wzmacniających wykonano kręgi iniekcyjne składające się z 16 szt. otworów Ø42mm, w rozstawie co ok. 1,6m, o głębokości w górotworze ok. 2m. Iniekcje w poszczególnych pierścieniach wykonano w zależności od założeń projektowych za pomocą kleju poliuretanowego, lub za pomocą kleju organiczno-mineralnego przeznaczonego do

stosowania w górotworze zawodnionym o wytrzymałości na ściskanie nie mniejszej niż 55Mpa. Poziome szczeliny powstałe w obudowie betonowej na głębokości 105m do 161m o rozwarciu do 10mm wypełniono iniekcyjnie klejem organiczno-mineralnym. Wylot szczeliny przeznaczonej do iniekcji zamykano przy pomocy uszczelnienia wykonanego ze spoiwa mineralnego o wytrzymałości na ściskanie porównywalnej z wytrzymałością kleju. Pustki za obudową szybu w rejonie zalegania pokładu soli wypełniono środkiem mineralnym przy pomocy iniekcji niskociśnieniowej. Do iniekcji zastosowano spoiwo mineralne, które wykazuje odporność na środowisko agresywne.
Skuteczne wykonanie prac iniekcyjnych uszczelniających obudowę i wzmacniających górotwór na odcinku od 111,5m do 204,4m oraz likwidacja pustek za obudową szybu na odcinku od gł.189,30m do ok.198,10m pozwoliło na przystąpienie do realizacji II-go etapu naprawy obudowy szybu VII.
*4.2. Etap II* – etap zasadniczej naprawy obudowy szybu polegał kolejno na:
- wykonaniu stopy szybowej na głębokości około 204,0m,
- montażu obudowy tubingowej na odcinku pomiędzy stopami szybowymi na głębokości 204,0m i 184,0m wraz z doszczelniającą iniekcją pustek za obudową,
- wykonaniu stopy szybowej na głębokości około 184,0m,
- wykonaniu iniekcji doszczelniających stopy szybowe na głębokości 184,0m oraz 204,0m,
- wzmocnieniu uszkodzonej obudowy betonowej poprzez wykonanie wymurowania w miejscu występowania szczelin oraz iniekcyjnym wypełnieniu pęknięć obudowy na odcinku od 148,0m do 182,4m,
- demontażu stalowych pierścieni wzmacniających (zabezpieczających) - prowadzony równolegle do postępu prac związanych z wykonaniem stóp szybowych, obudowy tubingowej oraz wymurowania uszkodzonej obudowy betonowej.[5]




Rys. 3. Schemat odcinka szybu w miejscu zabudowy stóp podporowych i obudowy tubingowej (rysunek z opracowania GIG nr 581 06663-153)
Fig. 3. Shaft section with support plates and tubbings installed (source: GIG work no. 581 06663-152)

Prace rozpoczęto od wykonania stopy szybowej na głębokości 204,0m. Stopa ta stanowi oparcie dla kolumny obudowy tubingowej oraz dodatkowo zamyka ewentualną możliwość dopływu wody poza obudową szybową do warstwy soli zalegającej powyżej. Stopa szybowa została wykonana z betonu C12/15 (B15) zbrojonego podłużnymi prętami stalowymi żebrowanymi o średnicy 22 mm i prętami okalającymi żebrowanymi o średnicy 12 mm. Podstawowe zadanie zbrojenia stalowego to połączenie poszczególnych segmentów stopy szybowej (ze względu na fakt, że wykonanie stopy podzielono na 8 etapów technologicznych) oraz stworzenie oparcia dla kolumny tubingów. W celu zabezpieczenia wyłomu dla stopy szybowej zastosowano stojaki stalowe SV rozparte o dolną i górną (podbudowaną stropnicami stalowymi o profilu V) płaszczyznę otwarcia, powstałą po usunięciu istniejącej obudowy szybowej. Wyłom za obudową szybową zabezpieczano stosownie do warunków geologiczno-górniczych za pomocą kotew wklejanych i siatkowania lub prętowania stropu. Zabudowane stojaki SV pozostawiano i zabetonowano w konstrukcji stopy szybowej. Po wykonaniu całej stopy iniekcyjnie uszczelniono połączenia technologiczne kolejnych segmentów stopy szybowej oraz wykonano iniekcję uszczelniającą nad i pod stopą szybową. Obudowa ostateczna wykonana jest jako zespolona tubingowo-betonowa.



Zdjęcie 5. Tubingi zabudowane w szybie VII (zdjęcie ze zbiorów kopalni).
Pho. 5. Tubbings installed in Shaft no. VII (source: mine archive)

Pierwszy pierścień tubingów został zmontowany na markach osadzonych w stopie szybowej na głębokości 204,00m. Kolejne pierścienie kolumny tubingów montowane były w kierunku z dołu do góry. Przestrzeń za tubingami wypełniono betonem C20/25. Po wykonaniu kompletnego pierścienia wraz z uszczelkami i połączeniami śrubowymi powtarzano cykl, montując kolejny pierścień tubingów, oparty na pierścieniu wcześniej zmontowanym. Wysokość kolumny tubingów wynosi 20 m. Po wykonywaniu obudowy tubingowo-betonowej wykonano stopę szybową na głębokości 184,0 m. Stopa ta uniemożliwia ewentualny przepływ wody za obudowy szybowej z warstw zawodnionych zalegających powyżej do warstwy soli. Po wykonaniu stóp szybowych, na głębokości 184,00 m wykonano iniekcję uszczelniającą nad stopą, a następnie wykonano iniekcję uszczelniającą pod stopą szybową na głębokości 204,00 m. Szczeliny, których nie można było zlikwidować iniekcyjnie w trakcie realizacji prac etapu I-go oraz pozostałe uszkodzone fragmenty ostatecznej obudowy szybowej zlikwidowano poprzez ich zamurowanie. W tym celu usunięto obudowę ostateczną na całą jej głębokość, tj. do hydroizolacji. Szczelinę na całej długości pęknięcia lub szczeliny w obmurzu wykuto na szerokość umożliwiającą murowanie betonitami lub cegłami klinkierowymi. Materiał do wypełnienia szczelin lub likwidacji ubytków, dobierano stosownie do wielkości i charakteru danego uszkodzenia. W zależności od wymiarów wyłomu wykonanego w miejscu uszkodzenia, mur wykonano z cegły klasy 30 na zaprawie M20 lub z betonitów B-25 na

zaprawie M20. Odsłoniętą folię hydroizolacyjną na dnie szczeliny, wycięto i mur powiązano zaprawą z panelami. W przypadku bardzo wąskich szczelin i braku takiej możliwości, folię poprzecinano.[5]

## 5. ZJAWISKA WYNIKŁE PODCZAS WYKONYWANIA ZABEZPIECZENIA, NAPRAWY I WZMOCNIENIA OBUDOWY SZYBU VII

W trakcie intensywnie prowadzonych prac naprawczych w szybie, w lipcu 2013r., na głębokości 106m ze szczeliny w obudowie o wymiarach 0,15m x 0,04m, doszło do wypływu wody pod ciśnieniem z wynoszeniem części stałych, co doprowadziło do podsadzenia koryt ściekowych na przekopie I wschodnim poziom 390m na długości ok.100m od szybu. Średnia zawartość zawiesiny w wodzie pobranej do analizy fizyko-chemicznej wynosiła 12% objętościowych, co po skorelowaniu tego z wypływem dawało 7,78m$^3$/dobę części stałych. Szczelinę doraźnie zabezpieczono stalowym ekranem o wymiarach 1,5 x 1,5m. Następnie wykonano roboty iniekcyjne, które przyniosły zamierzony efekt w postaci zaniku wypływu wody i wynoszenia materiału skalnego. Do podobnego niepożądanego zjawiska doszło w roku 2015 na głębokości około 96m. Aktualnie szczelina zabezpieczona jest przylgą wykonaną z blachy ocynkowanej grubości 15 mm o wymiarach 1,0 m x 1,0 m, z zaworem Ø80 mm. Przeciwdziałając procesowi sufozji, w miejscach stwierdzonych wycieków zza obudowy szybu zabudowano przylgi wykonane z blachy ocynkowanej grubości 15 mm o wymiarach 1,0 m x 1,0 m, z zaworami Ø80 mm. W szybie zabudowano łącznie 6 przylg na głębokościach: 12 m – 3 szt., 47 m – 1 szt., 58 m – 1 szt., 96 m – 1szt.. W miejscach zabudowanych zaworów kulowych prowadzi się również pomiary ciśnienia wody wypływającej zza obudowy przy otwartym zaworze. Maksymalne zmierzone ciśnienie wynosi 6,6 atm.

## 6. OCENA STANU TECHNICZNEGO OBUDOWY PO ROBOTACH WZMACNIAJĄCYCH

Na podstawie przeprowadzonych obserwacji makroskopowych oraz badań nieniszczących obudowy szybu VII uznano, że obudowa szybu na odcinku od zrębu do głębokości 150m oraz od głębokości 181m do 390m znajduje się w dobrym stanie technicznym. Na zabezpieczonym pierścieniami stalowymi odcinku szybu od głębokości 150m do głębokości 181m zachowana jest stateczność w stopniu umożliwiającym bezpieczne wykonywanie dalszych robót naprawczych. Obudowa betonowa szybu na odcinku od zrębu do głębokości 181m oraz od głębokości 202m do 390m spełnia wszystkie kryteria oceny stanu bezpieczeństwa. Natomiast na odcinku szybu w obudowie tubingowej tj. od głębokości ok.181m do 202m (przedział głębokości wraz ze stopami szybowymi) znajduje się w bardzo dobrym stanie technicznym. Ponadto rzeczoznawca WUG ds. obudowy szybów stwierdził, iż nie dysponuje wystarczającą bazą porównawczą dla określenia czy obserwowane w szybie warunki hydrogeologiczne uległy stabilizacji i w jakim przedziale te warunki mogą ulegać okresowym wahaniom w zależności od pory roku.[6] W celu określenia dalszego toku postępowania w aspekcie wypływu wody zza obudowy szybowej i wynoszenia części stałych, zmienności warunków hydrogeologicznych oraz wpływu tego zjawiska na obudowę, odbyło się posiedzenie „Zespołu konsultacyjnego…", na którym podjęto decyzję o konieczności wykonania rzetelnej ekspertyzy hydrogeologicznej. Pomimo szerokiego wachlarza robót naprawczych wykonanych w szybie VII odczuwalny był brak jednoznacznej opinii uwzględniającej zmieniające się warunki hydrogeologiczne w rejonie szybu, która pozwoli na podjęcie działań ekonomicznie uzasadnionych, ale przede wszystkim zapewniających bezpieczną eksploatację przedmiotowego szybu.

## 7. OCENA ZAGROŻENIA WODNEGO WRAZ Z KONCEPCJĄ DALSZEGO POSTĘPOWANIA W CELU OGRANICZENIA TEGO ZAGROŻENIA.

Ocena zagrożenia wodnego wraz z koncepcją dalszego postępowania w celu ograniczenia tego zagrożenia została przeprowadzona przez zespół przedstawicieli Głównego Instytutu Górnictwa w Katowicach i Politechniki Śląskiej w Gliwicach. W powyższej pracy, dokonano oceny narażenia szybu na możliwość zaistnienia zagrożenia wodnego i oceniono bieżący stan obudowy szybu w aspekcie występujących w nim zjawisk wodnych. Wykonano interpretację dostępnych materiałów i przeprowadzono pomiary grawimetryczne oraz hydrogeologiczne w szybie i wokół niego. W wyniku przeprowadzonych badań i analiz podano zakres niezbędnych dalszych badań i monitoringu szybu oraz obiektów budowlanych związanych z szybem VII. Na podstawie przeprowadzonych analiz materiałów, wykonanych wizji w szybie VII i ocenie dotychczasowych robót naprawczo–zabezpieczających, wyników kontrolnej iniekcji i badań laboratoryjnych pobranych próbek obudowy z miejsc ostatnich napraw sformułowano między innymi następujące spostrzeżenia, wnioski i zalecenia dotyczące obudowy:

a) dla potrzeb monitorowania stanu technicznego i deformacji obudowy szybu zaleca się wykorzystać rysy w obudowie (na odcinku od głębokości 96 m do około 150 m) przez zabudowanie plomb kontrolnych (np. szklanych) na wybranych rysach w obudowie.

b) z uwagi na zmierzoną wielkość ciśnienia wody na głębokości 96 m i 106 m (wypływy wody z obudowy zamknięte stalowo-gumową przylgą) uważa się za konieczne wykonanie zabezpieczenia obudowy szybu, które powinno wyeliminować zagrożenie zwiększonym dopływem wody z materiałem skalnym, w przypadku uszkodzeń obudowy szybu. Odcinek obudowy szybu wymagający zabezpieczenia wynosi ok. 30 m, tj. od głębokości ok. 80 m ÷ 110 m.

c) zalecane zabezpieczenie obudowy szybu na odcinku od głębokości ok. 80 m ÷ 110 m, należy poprzedzić wykonaniem badania wytrzymałości obudowy i oceną stanu technicznego obudowy na tym odcinku szybu z uwzględnieniem zmierzonego ciśnienia wody.

d) do czasu wykonania w/w zabezpieczenia zaleca się wykonanie iniekcji doszczelniającej, na głębokości od 150 do 180 m w miejscach wycieków będących produktem korozji chemicznej materiałów zastosowanych do naprawy obudowy szybu.[7]

Przytoczone zalecenia realizowane są zgodnie z opracowaniem. Dla potrzeb monitorowania obudowy szybu na odcinku od głębokości 96,0 m do około 148,1 m zabudowano 38 plomb szklanych rozmieszczonych na 23 poziomach. W miejscu zabudowy przedmiotowych plomb dokonano wzorcowego pomiaru wartości rozwarcia szczelin, których wielkość będzie analizowana w przypadku ewentualnego uszkodzenia plomb. Aktualnie prowadzona jest iniekcja doszczelniająca obudowę na głębokości od 180m do 150m za pomocą kleju organiczno-mineralnego posiadającego odporność na chemiczne oddziaływanie wody. Równolegle prowadzona jest procedura przetargowa mająca wyłonić projektanta oraz wykonawcę pozostałych wyżej wymienionych zaleceń zapewniających bezpieczną eksploatację szybu VII.

## WNIOSKI

- Współpraca kopalni z jednostkami naukowymi oraz nadzór i kontrola ze strony nadzoru górniczego, pozwoliły na zabezpieczenie uszkodzonej obudowy, a w efekcie na osiągnięcie stateczności obudowy umożliwiającej bezpieczną kontynuację prac naprawczych.
- Wykonywanie kontroli stanu technicznego obudowy szybowej poprzez stosowanie np. filmowania lub skaningu należy traktować jako metody dodatkowe lub uzupełniające gdyż

nie zawsze oddają rzeczywisty obraz sytuacji w szybie i nie zastąpią pod kątem skuteczności, kontroli obudowy szybowej wykonywanej bezpośrednio przez człowieka.

- Biorąc pod uwagę możliwość wystąpienia w szybie niewyposażonym w stacjonarny górniczy wyciąg szybowy sytuacji awaryjnej, zasadnym jest przystosowywanie szybów do zastosowania urządzeń umożliwiających niezwłoczną interwencję np. opartych na przewoźnych wyciągach szybowych z klatką rewizyjno-naprawczą. Klatka rewizyjno-naprawcza pozwala na przeprowadzanie doraźnej kontroli, badań obudowy szybu czy drobnych napraw obudowy, tj. podjęcia działań, niezbędnych do utrzymania stateczności obudowy szybu i jego bezpiecznej eksploatacji.

LITERATURA


[1] Dokumentacja górniczo-geologiczna dla szybu VII KWK „Chwałowice".
[2] PBSz Bytom. Technologia likwidacji otworów mrożeniowych i selektywnego uszczelniania obudowy szybu VII KWK „Chwałowice".
[3] UNIKOL Sp. z o.o. Przedsiębiorstwo Zaopatrzenia Technicznego. Instrukcja obsługi IO/01/2012. System do pomiaru parametrów deformacji obudowy szybowej.
[4] Główny Instytut Górnictwa. Projekt techniczny napraw obudowy szybu VII KWK Chwałowice Etap I. Nr komputerowy pracy w GIG: 581 06663-152.
[5] Główny Instytut Górnictwa. Projekt techniczny napraw obudowy szybu VII KWK Chwałowice Etap II. Nr komputerowy pracy w GIG: 581 06663-153.
[6] Główny Instytut Górnictwa. Wykonanie oceny stanu technicznego obudowy szybu VII KWK Chwałowice na odcinku od zrębu szybu do poz. 390,0m wraz z opinią rzeczoznawcy. Nr komputerowy pracy w GIG: 581 16105-153.
[7] Główny Instytut Górnictwa. Ocena zagrożenia wodnego dla szybu VII KWK Chwałowice wraz z koncepcją dalszego postępowania w celu ograniczenia tego zagrożenia. Nr komputerowy pracy w GIG: 581 37585-121.


## Methods of Vertical Workings Maintenance Based on the Case of Shaft VII Polska Grupa Górnicza ROW Mine Part Chwalowice


The paper describes solutions for maintenance of vertical working applied in ventilation shaft no. VII of Polska Grupa Górnicza Sp. z o. o. Mine ROW – Part Chwałowice. It consist the photographs and pictorial drawings showing primary state of shaft lining as well as the process of the lining preservation, repair and reinforcement. It depicts also the information regarding shaft lining monitoring that is actions taken for safety of employees conducting repair and reinforcement works. Additionally the concept of further actions for Shaft no. VII maintenance was outlined.

**KWK RUDA Ruch Bielszowice**

Łukasz Wojtecki, Michał Piecha, Aleksander Pietrzycki

Analiza mechanizmu ognisk wstrząsów lokalizowanych w wytworzonych filarach ochronnych ustanowionych dla obiektów podziemnych i powierzchniowych Polska Grupa Górnicza sp. z o.o.

Streszczenie

W celu ochrony obiektów powierzchniowych i podziemnych przed wpływami prowadzonej w kopalniach węgla kamiennego eksploatacji ustanawia się filary ochronne. Wieloletnia i wielopokładowa eksploatacja w sąsiedztwie wyznaczonych filarów doprowadza do wzrostu naprężeń w ich obrębie. Incydentalnie może dochodzić do relaksacji nagromadzonych w górotworze naprężeń, z czym wiąże się występowanie wysokoenergetycznych wstrząsów górotworu. Poznanie procesów zachodzących w ogniskach wysokoenergetycznych wstrząsów ma istotne znaczenie. Analiza mechanizmu ogniska wstrząsu pozwala odtworzyć sposób destrukcji górotworu w strefie ogniskowej. Najbardziej prawdopodobne mechanizmy powstawania zjawisk sejsmicznych można określić dzięki metodzie inwersji tensora momentu sejsmicznego. W artykule zostały przedstawione wyniki analizy mechanizmów ognisk wysokoenergetycznych wstrząsów górotworu, które wystąpiły w filarach ochronnych dla obiektów podziemnych i powierzchniowych w obszarze górniczym KWK "Ruda" Ruch "Bielszowice" w ostatnich latach. Z częścią analizowanych wstrząsów wiązało się wystąpienie zjawisk dynamicznych w wyrobiskach zlokalizowanych w obrębie ustanowionych filarów. Przeprowadzona analiza może okazać się przydatna przy projektowaniu robót górniczych w rejonach filarów ochronnych.

# Monitoring środowiska technicznego i maszyn kopalni podziemnej – preferencje użytkowników

dr hab. inż. Antoni Wojaczek prof. Pol. Śl.
mgr inż. Adam Wojaczek
*Katedra Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej;*
*Gliwice, ul. Akademicka 2*

STRESZCZENIE: Kopalnia nie może funkcjonować bez systemów monitoringu środowiska oraz podstawowych maszyn i urządzeń górniczych. Sprawne funkcjonowanie kopalni zależne jest bowiem w dużym stopniu od prawidłowo funkcjonujących urządzeń górniczych oraz akceptowalnych dla górnika technicznych warunków środowiskowych występujących w wyrobiskach. Systemy monitoringu są istotnym elementem sprawnego zarządzania kopalnią, gdyż wpływają na bezpieczeństwo pracy i zwiększają czas efektywnego wykorzystania sprzętu. W artykule zestawiono wybrane systemy monitoringu (środowiska i maszyn) obecnie stosowane w dyspozytorniach zakładowych.

SŁOWA KLUCZOWE: kopalniane systemy telekomunikacyjne, monitoring środowiska, wizualizacja procesów technologicznych

## 1. WPROWADZENIE

Monitoring środowiska technicznego kopalń prowadzony jest w dyspozytorniach zakładowych (tzw. metanometrycznych), od czasu zakupu z Francji licencji na dyspozytorskie centrale telemetryczne typu CTT63/40U. Było to w połowie lat siedemdziesiątych [1]. W tym samym czasie rozpowszechnił się również monitoring dwustanowy podstawowych maszyn i urządzeń górniczych. Miał on charakter obserwacji w dyspozytorniach tzw. „stanów dyskretnych skrajnych" (np. praca/postój, otwarty/zamknięty, pełny/niepełny itp.). Wykorzystywany był przede wszystkim system telemetryczny wielokrotnej transmisji sygnałów dwustanowych typu CTT-32/TK-22 oparty na zasadzie kluczowania amplitud sygnałów akustycznych. Wymienione rozwiązania techniczne z dużym powodzeniem, przez wiele lat, stosowane były we wszystkich kopalniach w Polsce.
Od ponad dwudziestu lat każdy kombajn wyposażany jest w komputerowy układ sterowania i kontroli wraz z systemem rejestracji i archiwizacji (początkowo lokalnej, tzw. karty rejestratorów w skrzyni aparaturowej). Zaawansowany, zdalny z dyspozytorni zakładowej, monitoring maszyn i urządzeń górniczych rozpoczął się na przełomie wieków wprowadzeniem do kopalń (KWK „Bogdanka" 2000 r.) systemu SMoK[1]. Wykorzystywał on transmisję modemową w kopalnianej sieci telekomunikacyjnej, początkowo miedzianej, a następnie światłowodowej [9].
Kolejny etap w rozwoju systemów monitoringu maszyn i urządzeń górniczych rozpoczął się około dziesięć lat temu, z chwilą wprowadzenia do szybów i wyrobisk podziemnych sieci

[1] Skrót od firmowej nazwy *system monitorowania kombajnów* firmy SOMAR Katowice. Od wielu już lat system ten (pozostając pod pierwotną nazwą) monitoruje wiele różnych maszyn i urządzeń dołowych.

światłowodowych wraz z urządzeniami przystosowanymi do pracy w warunkach zagrożenia wybuchowego i stosowną infrastrukturą, a także odpowiednimi spawarkami światłowodowymi [8, 9].
Równolegle z systemami monitoringu maszyn, urządzeń górniczych oraz środowiska kopalń rozwijały się specjalistyczne, dedykowane przede wszystkim dla dyspozytorni geofizycznych (stacji tąpań) systemy sejsmiczne (np. ARAMIS) i sejsmoakustyczne (np. ARES) [2]. Jako systemy specjalistyczne stosowane tylko dla dyspozytorskich systemów geofizyki górniczej nie będą one przedmiotem dalszych rozważań.

## 2. SYSTEMY MONITOROWANIA W KOPALNIACH PODZIEMNYCH

W procesie wydobywania kopaliny ze złoża elementem istotnym jest nie tylko bieżąca wiedza na temat stanu atmosfery w kopalni podziemnej, lecz również monitorowanie podstawowych maszyn i urządzeń tam eksploatowanych.
W ogólnym przypadku pojęcie „monitoring" może dotyczyć:

- cyklicznej kontroli wybranych parametrów urządzenia, czy środowiska wraz z ich prezentacją na **lokalnej tablicy** wskaźników (mierniki, wyświetlacze czy elementy sygnalizacyjne) lub **zdalnym na monitorach** (stąd pojęcie monitoring) w punktach nadzoru technicznego oraz sterowania procesami technologicznymi,
- bieżącej obserwacji z wykorzystaniem kamer i przedstawianie tych obrazów na monitorach w punktach nadzoru i zarządzania; np. w dyspozytorniach centralnych czy poziomowych, rozdzielniach elektroenergetycznych, stanowiskach obserwacyjnych itp.

Potoczne określanie „monitoring w kopalni" często kojarzone jest z zainstalowanymi tam kamerami. Są one bowiem (często w wersji iskrobezpiecznej) powszechnie instalowane w większości naszych kopalń. Monitoring to jeden z kilkunastu systemów telekomunikacyjnych stosowanych w kopalniach podziemnych. W ostatnich latach, głównie za sprawą rozwoju techniki światłowodowej oraz zaawansowanych technologii elektronicznych, rozwija się w szybkim tempie.
Monitorowanie procesów technologicznych, względnie parametrów bezpieczeństwa w kopalniach może być realizowane na dwóch poziomach: lokalnym oraz dyspozytorskim (centralnym). [5, 9, 11]
Lokalny poziom monitorowania obejmuje miejscowe śledzenie wybranego procesu, względnie mierzonego parametru. Realizowany jest on z reguły w pobliżu monitorowanego obiektu, względnie ciągu technologicznego. Do tego celu wykorzystuje się między innymi [2]:

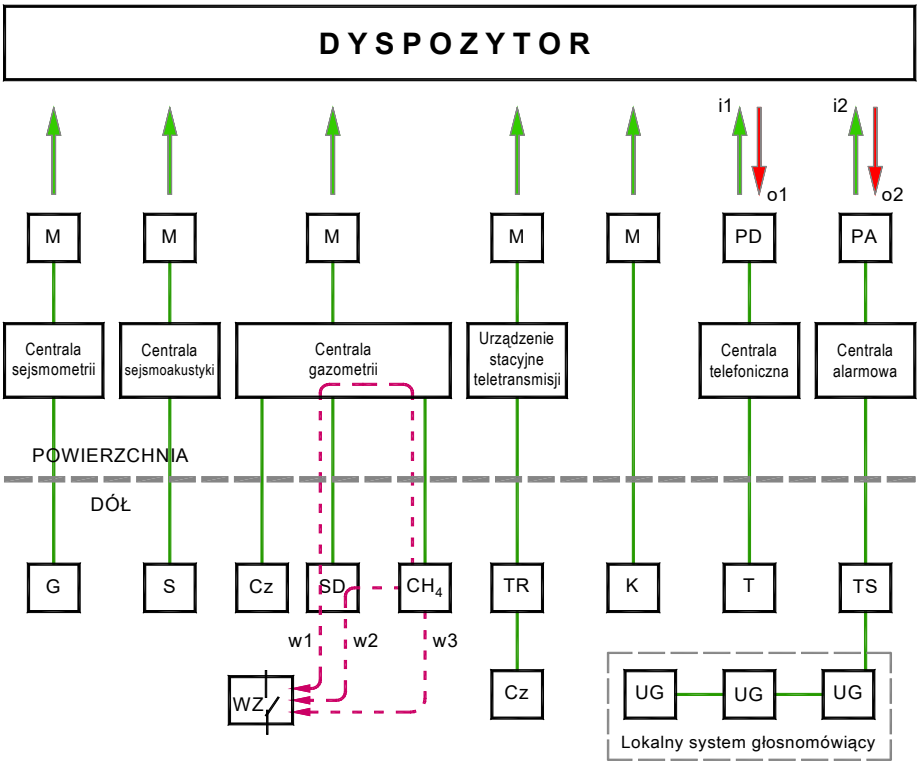
- monitory (wyświetlacze), w które w większości wyposażone są czujniki i mierniki,
- stacje dołowe, koncentratory (posiadające wyświetlacze lub monitory), niektóre centrale lokalne systemów dyspozytorskich,
- układy sterowania lokalnego wybranego procesu technologicznego (np. automatyzacji przenośników) lub urządzenia (np. pól rozdzielczych) wraz z układami sterowania, sygnalizacji oraz wizualizacji lokalnej (lampki, diody, indykatory, wyświetlacze).

Centralny poziom monitorowania obejmuje śledzenie w dyspozytorniach zakładowych podstawowych procesów technologicznych i stanu środowiska technicznego według wybranego w danej chwili scenariusza.
W systemie dyspozytorskim realizowane mogą być różne scenariusze monitorowania, z których najważniejsze to:

- technologiczny, który obejmuje kontrolę wybranej grupy urządzeń powiązanych ze sobą technologicznie,

- terytorialny, który cechuje się tym, iż nadzorowane są różne urządzenia zlokalizowane np. w jednym rejonie (ściana, przodek) kopalni,
- hierarchiczny, syntetyczny monitoring i ocena stanu wielu różnych procesów, które decydują o produkcji, czy stanie bezpieczeństwa w kopalni.

Na rys. 1 [2] przedstawiono schemat blokowy systemów telekomunikacyjnych stosowanych w kopalniach, które monitorowane są przez różnych dyspozytorów funkcjonujących w zakładzie (głównego, energomechanicznego, metanometrii, geofizyki górniczej itp.).




Rys. 1. Schemat blokowy systemów telekomunikacyjnych kopalni monitorowanych przez dyspozytorów; G – geofony, S – sejsmometry, SD – stacje dołowe, WZ – wył. zasilania, w1, 2, 3 – różne drogi wyłączeń energii elektrycznej przez system gazometryczny, TR – urządzenia (np. FOD) zbierania i transmisji sygnałów (multiplekser, koncentrator), Cz – czujniki, K – kamery, TS – telefony sygnalizatory, UG – urządzenia głośnomówiące, M – monitor, PD, (PA) – pulpity dyspozytorskie, (alarmowy), i1, i2 – informacje, raporty, zgłoszenia alarmów, nasłuch, o1, o2 – polecenia, nadawanie alarmów [2]

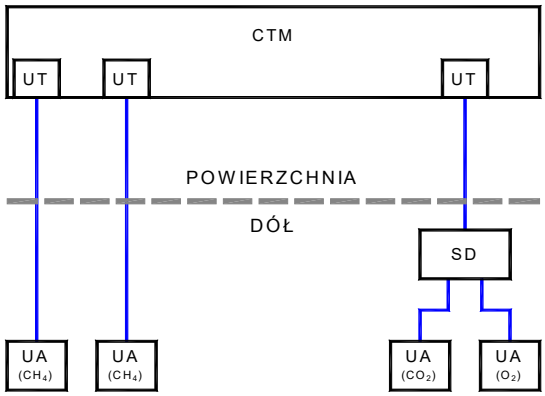
Figure 1. Block diagram of the mine communication systems monitored by dispatchers; G - geophones, S - seismometers, SD - pits stations (hub), WZ - power exclusion, w1, 2, 3 - different ways of exemptions electricity by gasometry system, TR - device (eg. FOD) the collection and transmission of signals (multiplexer, concentrator), Cz - sensors, K - cameras, TS - telephone-signaller, UG - loudspeaker devices, M - monitor, PD (PA) - desktops dispatcher (alarming), i1, i2 - information, reports, alerts notification, monitoring, o1, o2 - command broadcast alarms [2]

Wszystkie informacje z dołowych telekomunikacyjnych urządzeń abonenckich (rys. 1) transmitowane są na powierzchnię drogą przewodową z wykorzystaniem kabli telekomunikacyjnych miedzianych. Jedynie sygnały z kamer wizyjnych oraz monitoring maszyn i urządzeń elektroenergetycznych jest prowadzony obecnie z wykorzystaniem sieci światłowodowych. Przy monitoringu tych urządzeń możliwe jest wydawanie określonego rodzaju poleceń (np. wyłączenie, załączenie pól rozdzielczych w dołowych rozdzielniach SN)[2].

## 3. SYSTEMY MONITOROWANIA PARAMETRÓW ŚRODOWISKA KOPALNI

Struktury systemów monitorowania parametrów środowiska kopalń podziemnych (nazywane w różnych publikacjach systemami gazometrycznymi, metanometrycznymi, telemetrycznymi, czy systemami bezpieczeństwa), mogą występować w trzech konfiguracjach [1, 2, 7,]:

- systemy o gwiaździstej strukturze sieci teletransmisyjnej (rys. 2),
- systemy o strukturze magistralowej (rys. 3),
- systemy o strukturze pierścieniowej (rys. 4).

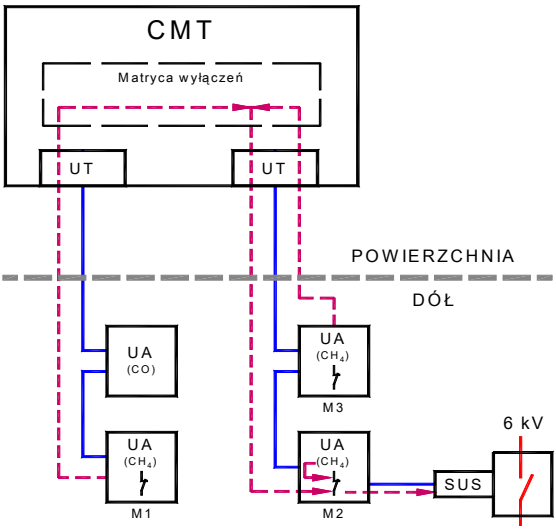



Rys. 2. Schemat blokowy powszechnie stosowanego w polskich kopalniach węgla systemu monitorowania parametrów środowiska o gwiaździstej strukturze sieci teletransmisyjnej:
CTM – centrala telemetryczna,
SD – stacja dołowa (koncentrator),
UA – urządzenie abonenckie,
UT – abonenckie urządzenie teletransmisyjne wraz z zespołem separacji iskrobezpiecznej

Figure 2. Block diagram commonly used in Polish coal mines monitoring system of environmental parameters of the star-structure transmission network:
CTM - telemetry panel.
SD - pits station (hub)
UA - subscriber device,
UT - Transmission subscriber unit and a team of intrinsically safe separation

W systemach gwiaździstych (rys. 1) każdy miernik metanu ($CH_4$) jest najczęściej przyłączony bezpośrednio do centrali telemetrycznej (CTM). Inne czujniki (np. $CO_2$, $O_2$,), z uwagi na mniejszy pobór energii elektrycznej, mogą być przyłączane do stacji dołowych (SD). Stacja dołowa jest zasilana linią transmisyjną z centrali CTM zlokalizowanej na powierzchni.

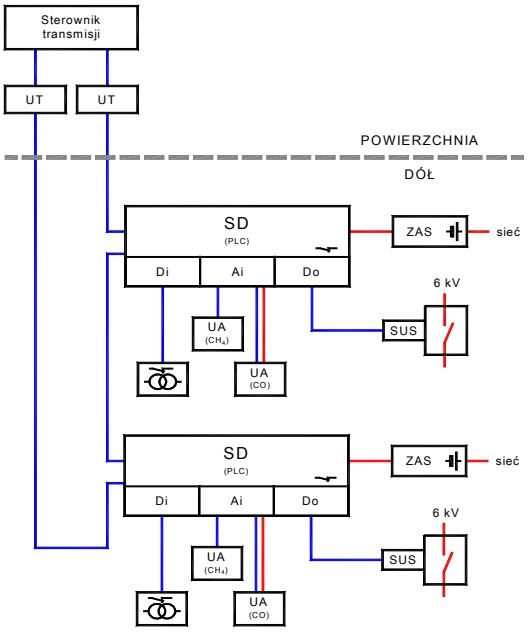
[2] Są to jednak systemy elektroenergetyczne zdalnie sterowane, a nie systemy telekomunikacyjne które przedstawione zostały na rys. 1.




Rys. 3. Konfiguracja systemu monitorowania parametrów środowiska w szeregowym układzie zasilania i z magistralą transmisyjną;
SUS – sterownicze urządzenie separacyjne; urządzenie pośredniczące w wyłączaniu energii elektrycznej sieci SN (6 kV)

Figure 3. Configuration a system for monitoring environmental parameters in a series arrangement of power and bus transmission;
SUS - separation and control device; intermediate device in the switching off of electricity medium voltage (6 kV)

Systemy magistralowe (rys. 3) stosowane są w przypadkach gdy urządzenia abonenckie (UA) cechuje mniejszy pobór mocy z iskrobezpiecznego urządzenia teletransmisyjnego (UT) zlokalizowanego w centrali CMT. Z uwagi na postęp technologiczny tego typu rozwiązania są już obecnie proponowane do stosowania w kopalniach przez wszystkich polskich producentów wyszczególnionych w tabeli 1.




Rys. 4. Konfiguracja magistralowej (pierścieniowej) struktury systemu monitorowania parametrów środowiska z zastosowaniem stacji dołowych (SD) zasilanych z lokalnych zasilaczy (ZAS)
Do (Di) - wyjścia (wejścia) cyfrowe programowalnych sterowników lokalnych, Ai – wejścia analogowe

Fig. 4. BUS (ring) structure of the monitoring system of environmental parameters using underground station (SD) powered from the local power supply (ZAS)
Do (Di) - output (input) digital programmable local controllers, Ai - analog inputs

W systemach magistralowych kilka mierników lub stacji dołowych jest dołączonych do wspólnej magistrali. Dla zwiększenia niezawodności systemu, magistrala może być zamknięta w pierścień. Tego typu strukturę (rys. 4) posiada np. system VENTURON.

Współczesne systemy kontroli parametrów środowiska służą nie tylko do monitorowania zagrożeń (metanowych i innych parametrów wentylacyjnych), lecz przede wszystkim realizują funkcje związane z bezpieczeństwem tj.:

- wyłączanie energii elektrycznej w zagrożonym rejonie w przypadku przekroczenia nastaw progowych czujników; wyłączenie zasilania może dokonać metanomierz, urządzenie wyłączające, centrala dołowa (SD) przy współpracy z układami blokad i wyłączeń (SUS),
- wyświetlanie (transparent) i lokalne alarmowanie (telefon sygnalizator systemu SAT, HETMAN itp.) w miejscu zainstalowania czujnika (optycznie, względnie akustycznie) o przekroczeniu nastaw progowych,
- automatyczne sygnalizowanie (w dyspozytorni) uszkodzenia wybranych elementów systemu (np. linii zasilającej, czujnika dołowego).

Analizując stosowane obecnie w polskich kopalniach systemy gazometryczne należy jednoznacznie stwierdzić, że preferowane są przede wszystkim systemy gwiaździste (rys. 2), z metanomierzami przyłączonymi bezpośrednio do centrali telemetrycznej. Jest to spowodowane w głównej mierze bilansem energetycznym w linii teletransmisyjnej i koniecznością monitorowania jej ciągłości na całej trasie do urządzenia abonenckiego [5]. W przypadku uszkodzenia urządzenia UA lub toru transmisyjnego do tego urządzenia, niezbędna jest sygnalizacja tego zdarzenia w dyspozytorni.

Wszystkie metanomierze są wyposażone w styki umożliwiające wyłączenie energii elektrycznej. Jednak ich stosunkowo duża liczba wykorzystywana w danej kopalni (w niektórych jest ich ponad 200) uniemożliwia ich bezpośrednie przyłączenie do urządzeń wyłączających (SUS), dlatego w kopalniach preferowane są mikroprocesorowe wielowejściowe stacje dołowe (SD), które dodatkowo pośredniczą w wyłączeniu energii elektrycznej. Do stacji SD przyłączane są również styki z układów lokalnego monitorowania stacji transformatorowych. Styk wyłączający stacji dołowej SD zostanie również otwarty w przypadku np. otwarcia pokrywy stacji transformatorowej. Dołączone są także mierniki CO i prędkości powietrza. Są to najczęściej stosowane urządzenia w systemach gazometrycznych.

Systemy kontroli parametrów środowiska są bardzo rozbudowane i wykorzystują wiele torów abonenckich w kopalnianej sieci telekomunikacyjnej miedzianej. Stanowi to ponad 30% [7, 10] wszystkich dołowych linii telekomunikacyjnych.

Tabela 1. Zestawienie systemów gazometrycznych eksploatowanych w polskich kopalniach [1]
Table 1. Summary of gasometric systems operated in Polish mines [1]

| Typ systemu, producent | Rodzaj central telemetrycznych | Uwagi, nazwy własne producenta | Udział w rynku 1* |
|---|---|---|---|
| Centrale metanometryczne i pożarowe tzw. pierwszej generacji: centrale teletransmisyjne wielofunkcyjne, itp. EMAG, ZEG | CTT-63/40U, CMM-20, CMC-1/2, CTW-20, SAP, CMC-3x, | Centrale te nie są już obecnie eksploatowane – wycofane z polskich kopalń | 0 % |
| System kontroli parametrów produkcji i bezpieczeństwa (VENTURON); systemy teletransmisyjne firmy MICON | VENTURON, MICON-2P, MICON-2PS MICON-3 | W kilku polskich kopalniach eksploatowane są stacje dołowe VAL. Centrale MICON nie pracują w polskich kopalniach | 1 % |
| Centrale komputerowego systemu pomiarowego (KSP) firmy CARBOAUTOMATYKA | KSP-1, KSP-2C/40 KSP-3/80 | System bezpieczeństwa 2* KSP, KSP-bis | 6 % |
| Centrale systemu teletransmisyjnego (CST) firmy HASO | CST-40, CST40A/40, | Zintegrowany system bezpieczeństwa CST | 50 % |

| Typ systemu, producent | Rodzaj central telemetrycznych | Uwagi, nazwy własne producenta | Udział w rynku 1* |
|---|---|---|---|
| | CST-40C/80 | | |
| Centrale systemu metanowo pożarowego (SMP), Systemy teletransmisyjne firm EMAG, SEVITEL | CMC-3MS/64<br>CMC-4/80<br>CMC-5 | SMP-NT,<br>SMP-NT/A,<br>Zintegrowany system bezpieczeństwa SMP-NT/Sx | 43 % |

Uwagi:

1* Ponieważ poszczególne stojaki systemów gazometrycznych mają różne maksymalne pojemności linii abonenckich (np. 40, 64, 80 NN) uwzględniono nie liczbę zainstalowanych stojaków w kopalniach, a liczbę eksploatowanych linii abonenckich w poszczególnych stojakach.

2* Z uwagi na pojawiające się od kilku lat problemy natury formalno-prawnej (np. Prezes WUG dopuszcza do stosowania w kopalniach tzw. systemy bezpieczeństwa, a nie systemy telemetryczne RRM 2004 [4, 5, 6]) polscy producenci dotychczasowe „systemy" metanometryczne, telemetryczne, metanowo-pożarowe, kontroli parametrów produkcji i bezpieczeństwa itp. rozpoczęli określać nazwą „systemy bezpieczeństwa".

Dane procentowe udziału w polskim rynku należy traktować jako szacunkowe, ponieważ w systemach gazometrycznych stosuje się również różnego rodzaju stacje SD. Do tych stacji można dołączyć po kilka różnych czujników. Jedna stacja SD może również sterować wyłączeniem nawet kilkunastu pól rozdzielczych, czy wyłączników.

Obecnie w polskich kopalniach zainstalowanych jest ponad 240 central (stojaków) monitorowania parametrów środowiska kopalń podziemnych. Dane z lat poprzednich zawarte są w literaturze [1, 3]. W zakresie eksploatacji w wyrobiskach podstawowych urządzeń abonenckich około:

- 60 % stanowią metanomierze,
- 23% to czujniki CO,
- 12% to anemometry.
- 5% inne.

## 3. SYSTEMY MONITOROWANIA MASZYN I URZĄDZEŃ KOPALNI

### *3.1. Rozwój systemów wizualizacji*

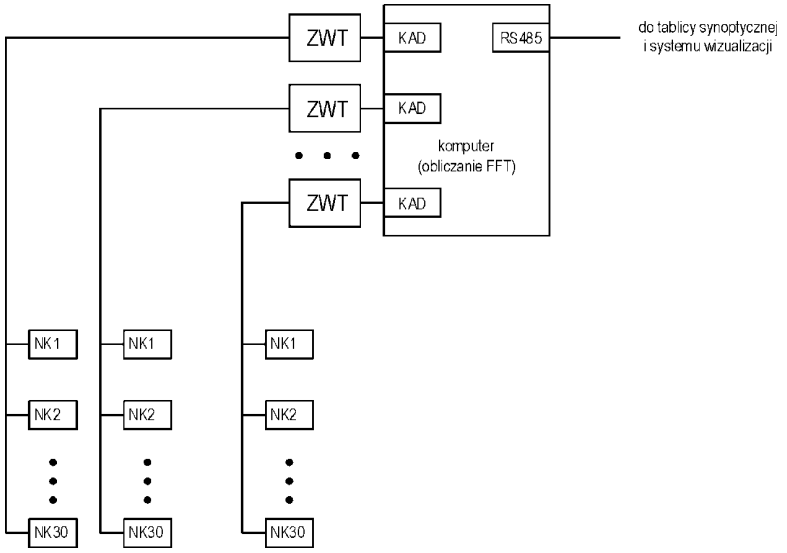
W kopalnianym systemie dyspozytorskim wyróżnić można trzy zasadnicze warstwy:

- źródła danych; sterowniki, stacje lokalne, zabezpieczenia cyfrowe, kamery i inne urządzenia końcowe (czujniki, mierniki, telefony, urządzenia sygnalizacyjne i wykonawcze),
- sieci teletransmisyjne (miedziane, światłowodowe) wraz z urządzeniami towarzyszącymi,
- urządzenia stacyjne takie jak: centrale, serwery, stanowiska: sterowania, wizualizacji, utrzymaniowe, rejestratory wideo itp.

Początkowo, z uwagi na możliwości techniczne, budowano dwustanowe systemy monitoringu i wizualizacji procesów technologicznych zachodzących w kopalni. W dyspozytorniach kopalń są więc obecnie dostępne dwa rodzaje informacji o stanie pracy maszyn lub urządzeń:

- informacje podstawowe - monitoring dwustanowy (praca/postój), uzyskiwany najczęściej z systemów wielokrotnej transmisji sygnałów (np. FOD-900, UTS),
- informacje zaawansowane (sygnały analogowe) – uzyskiwane ze sterowników maszyn lub urządzeń górniczych, zabezpieczeń cyfrowych w rozdzielnicach, czy też ze specjalnych urządzeń współczesnych maszyn górniczych.

W polskim górnictwie dla potrzeb dwustanowego monitoringu wykorzystuje się systemy z podziałem częstotliwości. Każdemu przesyłanemu sygnałowi dwustanowemu (0/1) jest przyporządkowana pewna częstotliwość (np. z zakresu od 650 Hz do 2970 Hz) generowana przez tzw. nadajniki kanałowe. Nadajnik kanałowy jest najczęściej sterowany stykiem monitorowanego urządzenia. W części stacyjnej instaluje się zestaw filtrów kanałowych dostrojonych do częstotliwości nadajników kanałowych.
Na rys. 5 przedstawiono schemat blokowy systemu transmisji sygnałów FOD-900, wykorzystujący częstotliwościowe nadajniki kanałowe włączane równolegle do linii teletransmisyjnej. [7]. Innym rozwiązaniem w tym zakresie jest system UTS, w którym sygnały dwustanowe są transmitowane w postaci sygnałów wybierania częstotliwościowego DTMF [2]. W dyspozytorniach wielu kopalń stosuje się nadal statyczne (mozaikowe) tablice synoptyczne.




Rys. 5. Schemat blokowy systemu transmisji sygnałów FOD-900. NK - nadajnik kanałowy, ZWT - urządzenie teletransmisyjne, zespół liniowy, KAD - karta przetwornika analogowo-cyfrowego [7]
Figure 5. Block diagram of the system transmit signals FOD-900. NK - channel transmitter, ZWT - transmission unit, linear module, KAD - analog-to-digital converter card [7]

Analizując ten rodzaj monitoringu należy podkreślić, że wszystkie polskie kopalnie stosują obecnie dwustanowe systemy monitoringu maszyn, czy urządzeń górniczych. Najczęściej jest to system FOD (prod. Tranz-Tel Kobiór). W kilku stosowany jest system UTS (prod. EMAG, Telvis Katowice) Dla dyspozytora zakładowego jest to obecnie zasadniczy monitoring maszyn oraz podstawowe źródło wiedzy o stanie pracy urządzeń górniczych.

### *3.2. Monitoring „komputerowy" w zakładzie górniczym*

W latach 90. rozpowszechnił się system ZEFIR, który był pierwszym dyspozytorskim systemem wizualizacji wykorzystującym komputery osobiste klasy IBM PC, pracujące pod kontrolą systemu DOS. System ten pobierał dane z systemu transmisji wielokrotnej (CTT, FOD) i dokonywał ich wizualizacji. ZEFIR (po wielu modyfikacjach technicznych i programowych)

jest eksploatowany do dzisiaj w wielu kopalniach. Należy zauważyć, że system ten wyznaczył wiele nieformalnych standardów w zakresie funkcjonowania komputerowych systemów monitoringu i wizualizacji w kopalniach.
Obecnie dla bieżącego nadzoru maszyn i urządzeń górniczych, a także sieci elektroenergetycznych stosuje się systemy monitorowania wykorzystujące najczęściej oprogramowanie typu SCADA[3]. Podstawowym ich zadaniem to [11]:

- zbieranie i archiwizacja sygnałów z monitorowanych urządzeń (np. wyników pomiarów),
- wizualizacja stanu monitorowanych urządzeń w punktach nadzoru,
- zdalne sterowanie maszynami, a także wyłącznikami w rozdzielnicach,
- alarmowanie o nieprawidłowych ich stanach,
- sporządzanie raportów (np. dla potrzeb nadzoru produkcji).

Należy zwrócić uwagę, że o możliwym zakresie monitorowania maszyn i urządzeń górniczych decydują przede wszystkim zainstalowane w nich inteligentne urządzenie elektroniczne (IED). Obecność urządzeń IED[4] umożliwia uzyskanie wielu szczegółowych wielkości elektrycznych (prąd, napięcie, moc, energia elektryczna) oraz umożliwia nie tylko ich monitoring, lecz także zdalne ich sterowanie. Analiza stanu obecnego wykazała, że w każdej kopalni podziemnej stosowanych jest równolegle kilka różnych systemów wizualizacji. Jedne z nich wykorzystuje dyspozytor główny, inne dyspozytor metanometrii, a jeszcze inne są stosowane w dyspozytorniach energomechanicznych czy sterowania transportem.
W tabeli 2 (w kolejności alfabetycznej) przedstawiono przykładowe dyspozytorskie systemy wizualizacji stosowanych w polskich kopalniach [8, 9, 10, 11].

Tabela 2. Przykładowe systemy nadzoru, sterowania i wizualizacji stosowane w polskich kopalniach
Table 2. Examples of monitoring, control and visualization systems used in Polish mines

| Nazwa systemu | Producent | Uwagi |
|---|---|---|
| DEMKop | SOMAR Katowice | Kopalniany system wizualizacji dedykowany w szczególności dla dyspozytorni energomechanicznych zakładów górniczych jako oprogramowanie narzędziowe; rozwiązania sprzętowe to system SMoK. |
| e-kopalnia | FAMUR Katowice | System zdalnego nadzoru maszyn górniczych (zbiór rozwiązań teleinformatycznych, sprzętowych i narzędzi pomiarowych). Elementy tego systemu to: urządzenia sterowania maszyn (np. FAMAC: MRS, OPTI, DMP), przeciwwybuchowy sprzęt informatyczny (np. serwer, stacja lokalna LS, komputer MPC I) oraz systemy diagnostyczne sprzętowe a także programowe; oprogramowania narzędziowe dla urządzeń dołowych oraz monitoringu wizyjnego w dyspozytorniach. |
| EMAC | ENERGO TEST | System dla obiektów przemysłowych, dedykowany dla sieci elektroenergetycznych; współpracuje ze sterownikami urządzeń elektroenergetycznych PLC różnych firm i innymi zabezpieczeniami wyposażonymi w jawny protokół komunikacyjny. |
| EP7-SMP | ELPRO7 Zabrze | System monitorowania pompowni firmy ELPRO. |

[3] SCADA - skrót ang. *supervisory control and data acquisition*.
[4] IED - inteligentne urządzenie elektroniczne; skrót od określenia *intelligent electronic devices*; jest to urządzenie zawierające co najmniej jeden procesor umożliwiający komunikację z zewnętrznymi źródłami danych (np. elektronicznych mierników, zabezpieczeń cyfrowych, sterowników).

| Nazwa systemu | Producent | Uwagi |
|---|---|---|
| eSPiM<br><br>CSBiRE | WINUEL Wrocław | Elektroniczny system pomiarowo rozliczeniowy energii oraz Centralny System Bilansowania i Rozliczeń Energii. Są to systemy wizualizacji raportowania, analiz symulacyjnych i planowania oraz zarządzania zużyciem energii elektrycznej; stosowane w KGHM. |
| MonSteer-D | Tranz-Tel Kobiór | System nadzoru dyspozytorskiego; oprogramowanie narzędziowe; rozwiązanie sprzętowe to np. system FOD-900. |
| SAURON | RNT Cieszyn | System wizualizacji SAURON (Sterowania, AUtomatyzacji Ruchu Oraz Nadzoru) posiada interfejsy do komunikacji z IED urządzeń górniczych oraz dedykowane aplikacje programowe (tzw. moduły) takie jak np: Pompownie, Sieć 6 kV, Odstawa, Ściany, Przodki, Skipy, Załadunek, Klimatyzacja, ZPMW. |
| SD-2000 | EMAG Katowice | Dyspozytorski system wizualizacji; oprogramowanie narzędziowe [3] |
| SmartWall | Elgór+ Hansen Chorzów | Zintegrowany system sterowania, wizualizacji i monitoringu maszyn, i urządzeń górniczych. System posiada elementy sprzętowe (np. ognioszczelny komputer EH-O/06, pulpit sterowniczy EH-O/01, separator EH-O/03) oraz programowe przeznaczone do wizualizacji i sterowania (np. KESSA-ATON, EH-WallView, EH-MineView) |
| SP3 | HASO Tychy | Skrót od słów: „System prezentacji procesów przemysłowych” Oprogramowanie narzędziowe. |
| SWµP | HASO Tychy | Komputerowy system wspomagania dyspozytora metanometrii; oprogramowanie narzędziowe |
| SYNDIS (RV) | MIKRO NIKA Poznań | System Nadzoru, Doradztwa i Sterowania instalacjami przemysłowymi. Dyspozytorski system monitorowania i kontroli pracy systemu elektroenergetycznego kopalni stosowany jest w KGHM. |
| THOR | SEVITEL Katowice | System dyspozytorski: wizualizacji, monitoringu, archiwizacji, raportowania i sterowania. Oprogramowanie narzędziowe. |
| WIZAS | Becker Warkop | System wizualizacji maszyn ścianowych z dedykowanymi sterownikami firmy BECKER. |
| WIZCON Superwizor | Wizcon® Systems SABUR Warszawa | Dyspozytorski systemu kontroli parametrów produkcji i bezpieczeństwa z modułem wizualizacji WIZCON; oprogramowanie przemysłowe pozwalające na zarządzanie, monitoring i sterowanie procesami technologicznymi za pomocą przeglądarki internetowej. |
| ZEFIR | PRUNELLA Katowice | Najpowszechniej stosowany w kopalniach dyspozytorski system wizualizacji dedykowany dla dyspozytorni zakładowych, dynamiczna tablica synoptyczna; oprogramowanie narzędziowe. |

Objęcie monitoringiem maszyn i urządzeń w kopalni zawsze wiąże się z kosztami [11]:

- pozyskania informacji (instalacja nowych czujników, sterowników oraz modyfikacji wyposażenia i oprogramowania istniejących sterowników),
- transmisji (par miedzianych lub włókien światłowodowych w sieci kablowej, wykorzystanie większej przepustowości w istniejącej sieci teletransmisyjnej),
- instalacji nowych urządzeń transmisyjnych i linii kablowych,
- wizualizacji i archiwizacji informacji (zakup oprogramowania typu SCADA, interfejsów do istniejącego oprogramowania, opracowanie nowych lub modyfikacja istniejących plansz wizualizacji, zakup lub rozbudowa urządzeń stacyjnych),
- eksploatacji bieżącej (utrzymanie sieci i urządzeń teletransmisyjnych, przebudowa urządzeń związana z przesuwaniem się frontu eksploatacyjnego itp.).

Wprowadzenie monitoringu w kopalniach powinno więc zawsze zależeć od szczegółowej analizy uwzględniającej zarówno koszty monitoringu jak i jej znaczenie dla całości nadzoru procesu technologicznego, czy diagnostyki urządzenia.
Osobną grupę urządzeń objętych, w coraz większym stopniu, monitoringiem, stanowią systemy związane z bezpieczeństwem zakładów górniczych, w których trudno dopatrywać się tylko związków ekonomicznych [2, 5].

## 4. WNIOSKI

Wzrost wydajności w kopalni można osiągnąć kilkoma sposobami. Oprócz kosztownych wymian istniejących urządzeń technicznych na nowe, jednym z najtańszych sposobów realizacji tego celu jest:

- zwiększenie efektywnego czasu pracy eksploatowanych w zakładzie górniczym maszyn i urządzeń elektrycznych,
- minimalizacja przestojów, czasu traconego na niekontrolowane awarie maszyn i urządzeń oraz skrócenie czynności międzyoperacyjnych (np. przekładki maszyn).

Cele te można osiągnąć wprowadzając w kopalniach nowoczesne systemy monitoringu podstawowych maszyn i urządzeń górniczych. W kopalniach nie powinno dochodzić do nieprzewidzianych awarii. Stąd należy kłaść duży nacisk na bieżące monitorowanie urządzeń elektrycznych przede wszystkim pod kątem wcześniejszego wykrywania nieprawidłowości w ich pracy oraz należytego przygotowania planowanego remontu.
Monitoring w kopalni należy rozpocząć od wyposażenia maszyn i urządzeń górniczych w inteligentne urządzenie elektroniczne i takie układy automatyki, które umożliwią ich zdalne sterowanie.
Prawidłowa analiza wyników uzyskiwanych z monitoringu środowiska technicznego kopalń ułatwi podejmowanie właściwych decyzji skracających do minimum okresy awaryjnego wyłączenia energii elektrycznej z powodu niebezpiecznego nagromadzenia się w danym rejonie wysokich stężeń metanu, czy tlenku węgla. Uwzględniając te czynniki dyspozytor metanometrii powinien w sposób elastyczny kierować postępem prac w ścianach i przodkach.
Należy zdać sobie sprawę, że miedziane telekomunikacyjne kable górnicze stanowią i stanowić będą zasadniczy element systemu teletransmisyjnego każdej kopalni. Z powodu konieczności instalacji w wyrobiskach urządzeń łączności telefonicznej, sygnalizatorów systemów alarmowania i czujników systemów gazometrycznych kable miedziane są i będą instalowane we wszystkich korytarzowych wyrobiskach dołowych.
Dla monitorowania ważnych obiektów energomechanicznych należy wykorzystywać w kopalniach sieci światłowodowe.

## 5. LITERATURA


[1] Cierpisz S. Miśkiewicz K., Musioł K., Wojaczek A. 2007: Systemy gazometryczne w górnictwie. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej. Gliwice, 2007.
[2] Miśkiewicz K., Wojaczek A. Wojtas P. 2011: Systemy dyspozytorskie kopalń podziemnych i ich integracja. Wybrane problemy. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej. Gliwice.
[3] Małyska W., Skórka A. 2011: Systemy metanometrii automatycznej a bezpieczeństwo ruchu zakładu górniczego. Materiały 38 Konferencji Sekcji Cybernetyki w Górnictwie PAN. Wydawnictwo Katedry Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej. Gliwice s. 35-42.
[4] PGG 2011. Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze. Obwieszczenie Marszałka Sejmu Rzeczypospolitej Polskiej z dnia 1 lipca 2016 roku w sprawie ogłoszenia jednolitego tekstu ustawy. Dz.U. z 2016, poz. 1131.

[5] RMG 2002. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28.06.2002 r. „w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych". Dz.U. nr 139 poz. 1169.
[6] RRM 2004. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 30.04.2004 r. „w sprawie dopuszczania wyrobów do stosowania w zakładach górniczych". Dz.U. z 2004 r. nr 99 poz. 1003.
[7] Wojaczek A. 2014: Wpływ środowiska technicznego kopalń podziemnych na transmisję sygnałów w dołowych sieciach telekomunikacyjnych. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice.
[8] Wojaczek A., Dyczko A. (red.) 2015: Monitoring wybranych procesów technologicznych w kopalniach podziemnych Wydawnictwo Katedry Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej Gliwice.
[9] Wojaczek A., Miśkiewicz K. 2011: Monitorowanie procesów technologicznych i parametrów bezpieczeństwa w systemach dyspozytorskich kopalń. (w) Monografia pod red. A. Dyczko i A. Wojaczka pt.: „Systemy telekomunikacyjne, monitoring wizualizacja podziemnej eksploatacji złóż". Wyd. Fundacja dla AGH. Kraków.
[10] Wojaczek A., Miśkiewicz K., Dzierżęga J. 2011: Dołowe sieci telekomunikacyjne z kablami miedzianymi w kopalniach JSW SA Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 2011 nr 10 s. 15-23.
[11] Wojaczek A., Wojaczek Ad. 2016: Systemy monitoringu w kopalni podziemnej. Systemy Wspomagania w Inżynierii Produkcji. Nr 1 (13) 2016 str. 523-536.

# Monitoring mines devices and technical environment of underground mines - user preferences

ABSTRACT: The mine can not function without monitoring systems of environmental and basic mining machinery and equipment. The smooth functioning of the mine depends on a very large extent on the correct functioning of mining equipment and acceptable to the miner technical environmental conditions found in excavations. Monitoring systems are an essential element of effective management of the mine, because they affect the safe operation and increase time efficiency equipment. The article summarizes the selected monitoring systems (environment and machines) currently used in the mine control rooms.

KEY WORDS: mining telecommunications systems, environmental monitoring, visualization of technological processes

# Udostępnienie pokładu 405 w partii L w rejonie przygranicznym Ruchów Halemba i Bielszowice wraz z planowaną eksploatacją w filarze Elektrowni Halemba

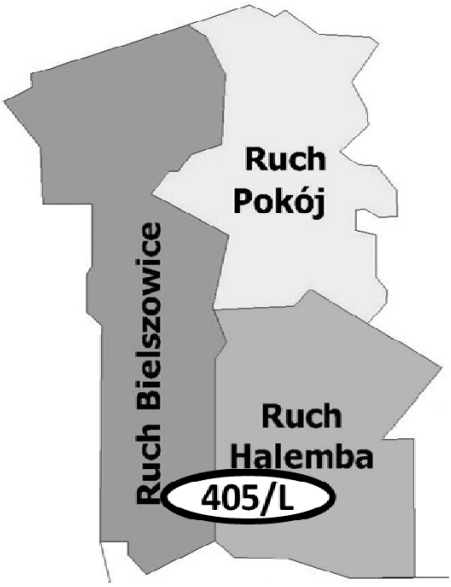
Michał Piecha, Krzysztof Kiełbiowski, Andrzej Sojka, Grzegorz Szuba
*Polska Grupa Górnicza Sp. z o.o. KWK RUDA*

STRESZCZENIE
Utworzenie KWK RUDA składającej się z trzech ruchów: Halemba, Bielszowice i Pokój, skłania do szerszego spojrzenia na możliwość udostępnienia i podjęcia wspólnej eksploatacji pokładów w rejonach przygranicznych. Pozwoli to na ograniczenie kosztów robót przygotowawczych, zbrojeniowo-likwidacyjnych oraz umożliwi pełniejsze wykorzystanie posiadanych zdolności produkcyjnych.
Przeprowadzona analiza udostępnienia i rozcięcia w części północnej pokładu 405 w partii L dla ruchów Halemba i Bielszowice wskazuje na możliwość zwiększenia efektywności wykorzystania złoża przy równoczesnym zmniejszeniu kosztów jego sczerpania.
Przedstawiono również drogi odstawy urobku, transportu materiałów i załogi, dostarczenie niezbędnych mediów, drogi wentylacyjne.
W końcowej części referatu przedstawiono możliwość wykorzystania wykonanych robót udostępniających do przekierowania całości urobku z Ruchu Halemba ma Ruch Bielszowice, co otwiera możliwości dalszej redukcji kosztów funkcjonowania kopalni.

SŁOWA KLUCZOWE: Górnictwo węgla kamiennego, rozcięcie i eksploatacja pokładu, obniżenie kosztów wydobycia węgla, Polska Grupa Górnicza Sp. z o.o., KWK RUDA

## WPROWADZENIE

KWK RUDA powstała 1 lipca 2016r. z połączenia rudzkich kopalń: Halemba-Wirek, Bielszowice i Pokój i funkcjonuje jako zakład składający się z trzech ruchów, których obszary górnicze wzajemnie ze sobą sąsiadują. Położenie administracyjne zakładu to Ruda Śląska, Mikołów, Katowice i Zabrze.




Rysunek 1. Obszar górniczy KWK RUDA z zaznaczonym rejonem pokładu 405 w partii L
Figure 1. Mining area of Ruda Coal Mine with indicated region of 405/L seam.

CHARAKTERYSTYKA POKŁADU 405 W PARTII L

Pokład 405 partia „L" na południe od Uskoku Kłodnickiego stanowiący pole eksploatacyjne ograniczony jest :

- od północy: uskokiem Kłodnickim o zrzucie h ~ 460 m.
- od wschodu: Uskokiem Halembskim o zrzucie h ~ 100 - 120m
- od południa: Granicą Obszaru Górniczego Halemba II
- od zachodu: Granicą Obszaru Górniczego Halemba II

Projektowana rozcinka pokładu 405/1/L zlokalizowana jest na południowy-zachód od filara ochronnego Zakładu Głównego, na głębokości od około 1000m do 1130m. Pokład w rejonie prowadzonych robót ma rozciągłość NE-SW i upad $4^0$-$8^0$ na SE.

Miąższość pokładu węgla w partii „L" jest zróżnicowana. Przez partię tę przebiega linia połączenia pokładów 405/1 i 405/2. Pokłady są ze sobą połączone na NW od tej granicy. W części połączonej pokład 405/1 ma miąższość 4,35÷5,6m, natomiast w części SE (rozdzielonej) 1,75÷2,65m. Pokład w tej partii nie był przedmiotem eksploatacji, został rozpoznany jedynie otworami wiertniczymi z powierzchni. Odległość pomiędzy pokładami wynosi od 0,0m (na linii połączenia) do 12,2m (otw. Kłodnica 5). Miąższość pokładu 405/2 w części rozdzielonej wynosi od 1,45 do 1,55m. Skały rozdzielające pokłady to łupki ilaste, łupki węglowe oraz piaskowce.

Według otworu Panewniki-17 w stropie pokładu 405/1 występuje: 14,4m łupka ilastego, 29,0m piaskowca, 3,8m łupka ilastego, 0,4m niedokumentowanego pokładu 404/5, 7,7m łupka ilastego, 0,2m warstwy węgla, 5,1m łupka ilastopiaszczystego, 0,8m warstwy węgla niedokumentowanego pokładu 404/4, 0,9m łupka ilastego, 0,3m warstwy węgla, 4,4m łupka ilastego,

20,1m piaskowca, 6,7m łupka ilastego, 0,4m węgla niedokumentowanego pokładu 404/3, 4,4m łupka ilastego, 2,0 m piaskowca, 0,2 m węgla niedokumentowanego pokładu 404/2, 8,2m łupka ilastego, 0,2m węgla niedokumentowanego pokładu 404/1, 4,0m piaskowca.
Według otworu Panewniki-17 w spągu pokładu 405/1 występuje: 10,2m łupka ilastego, 0,3m warstwy węgla, 9,4 m łupka ilastego, 0,8 m węgla niedokumentowanego pokładu 406/1, 1,3m łupka ilastego, 0,1m warstwy węgla, 0,3m łupka ilastego, 0,3m warstwy węgla, 4,7m łupka ilastego, 0,2m warstwy węgla, 3,9m łupka ilastego, 0,8m węgla niedokumentowanego pokładu 407/1, 9,6m łupka ilastego, 1,6m węgla pokładu 407/2 z przerostem łupka ilastego 0,2m, 14,4m łupka ilastopiaszczystego.
Pokład 405/1 w partii „L" charakteryzuje się następującymi parametrami jakościowymi:

- średnia wartość opałowa 29 229 kJ/kg,
- średnia zawartość popiołu 11,4%,
- średnia zawartość siarki 0,4%,
- typ węgla 34.1; 34.2; 35.1.

Pokład 405/2 charakteryzuje się następującymi parametrami jakościowymi:

- średnia wartość opałowa 28 211 kJ/kg,
- średnia zawartość popiołu 17%,
- średnia zawartość siarki 0,32%,
- typ węgla 34.2; 35.1.

Połączone pokłady 405/1 i 405/2 w partii L charakteryzują się następującymi parametrami:

- średnia wartość opałowa 30 502 kJ/kg,
- średnia zawartość popiołu 7,6%,
- średnia zawartość siarki 0,39%,
- typ węgla 34.2; 35.1.

Pokład 405 w partii L charakteryzuje się następującymi zagrożeniami naturalnymi:
- prace prowadzone na zasadach IV kategoria zagrożenia metanowego,
- klasa B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego,
- prace prowadzone na zasadach obowiązujących III stopniu zagrożenia tąpaniami[1][2].

Zaliczenie pokładu nastąpi po udostępnieniu i wykonaniu niezbędnych badań.

WARUNKI GÓRNICZO-GEOLOGICZNE

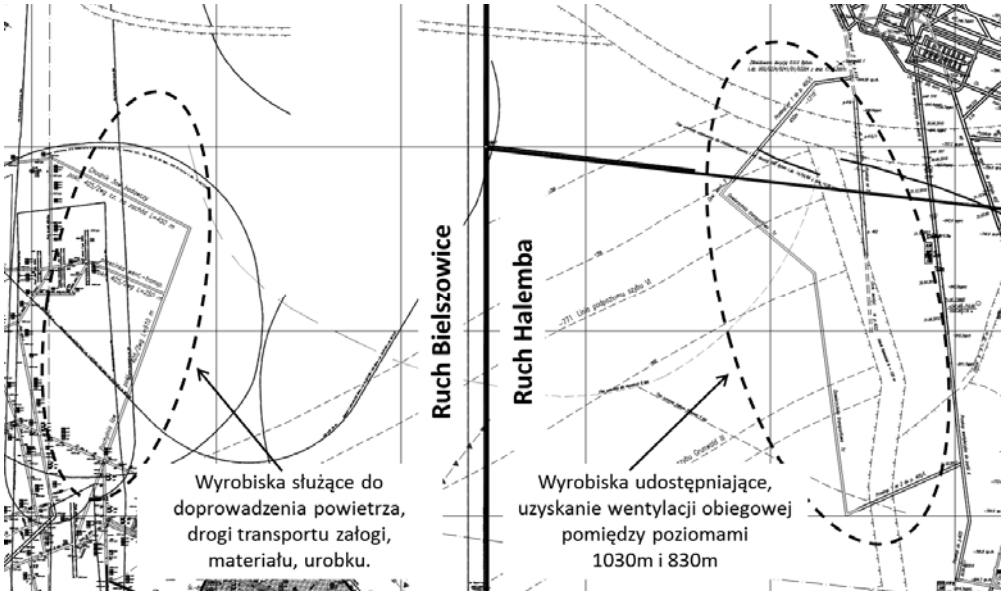
Złoże „Halemba II" położone jest na południowym skrzydle Siodła Głównego, w części zrzuconej regionalnego Uskoku Kłodnickiego o wielkości zrzutu od 100 do 480 m. Od północy złoże ogranicza Uskok Kłodnicki, natomiast od wschodu, południa i zachodu granica Obszaru Górniczego „Halemba II", oddzielająca złoże od złóż „Bielszowice" KWK Ruda Ruch Bielszowice", „Śmiłowice" KWK Ruda Ruch Halemba i KWK Wujek. Złoże przecięte jest dużym Uskokiem Halembskim o przebiegu zbliżonym do N-S i wielkości zrzutu 100-120 m na zachód, oddzielającym partię „K" od partii „L". Partię „K" dodatkowo tną uskoki: III, V i Va, o zrzutach do 30 m i kierunku biegu zbliżonym do NE-SW, zrzucające warstwy schodowo w kierunku wschodnim. Utwory karbońskie zapadają w różnych kierunkach, w większości na południowy zachód, ale także na południowy wschód, wschód, lub nawet na zachód czy północ, pod zmiennymi kątami, wahającymi się od 0° do ponad 20°. Całe złoże przykryte jest zalegającymi z reguły poziomo warstwami triasowymi, trzeciorzędowymi i czwartorzędowymi, niekiedy o znacznej miąższości [3].

UDOSTĘPNIENIE POKŁADU 405 W PARTII L

Udostępnienie pokładu 405 w partii L prowadzone będzie z dwóch poziomów KWK RUDA Ruch Halemba: 830m i 1030m. Z poziomu 1030m, z przekopu wentylacyjnego do partii K rozpoczęto drążenie przekopu nr 2 do pokładu 405 w partii L przez Uskok Halembski w kierunku zachodnim. W dalszej kolejności drążone będą: odcinek chodnika ścianowego 5c do dowierzchni transportowej 1c, dowierzchnia transportowa 1c oraz końcowy odcinek dowierzchni wentylacyjnej 3. Z poziomu 830m z wykonanej dowierzchni wentylacyjnej 2 w pokładzie 416 rozpoczęte zostanie drążenie w kierunku południowym przez Uskok Kłodnicki przekopu nr 1 do pokładu 405 w partii L celem połączenia z dowierzchnią wentylacyjną 3 i uzyskania wentylacji obiegowej pomiędzy poziomami 1030m i 830m. Wykonanie powyższych wyrobisk umożliwi rozpoczęcie drążenia wyrobisk przygotowawczych dla projektowych ścian, wykonania połączenia wentylacyjnego pomiędzy dwoma ruchami, które będzie również docelową drogą odprowadzania powietrza z rejonu.

Równolegle na ruchu Bielszowice drążona jest pochylnia Iaw, chodnik 3aw badawczy oraz przecinka wentylacyjno-transportowa. Wyrobiska te służyły będą jako droga doprowadzenia świeżego powietrza, transportu załogi, materiału, urobku, od strony ruchu Bielszowice oraz umożliwi rozpoczęcie drążenia wyrobisk przygotowawczych dla projektowanych ścian.

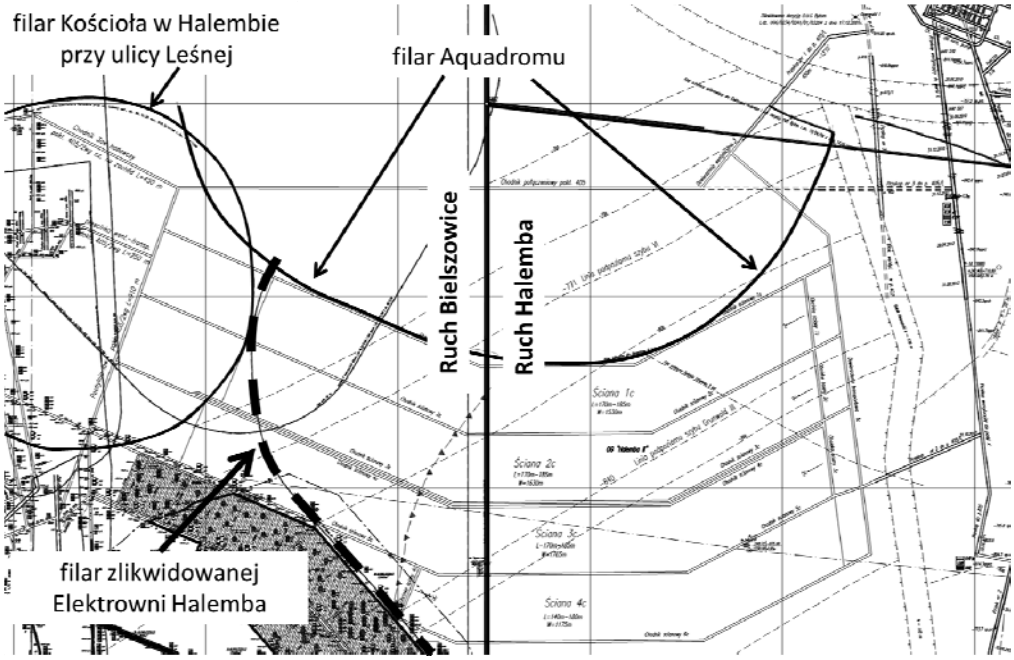
Udostępnienie pokładu przedstawiono na Rysunku 1.




Rysunek 1. Mapa pokładu 405 w partii L – udostępnienie pokładu.
Figure 1. Map of the seam 405 in parcel L – reaching the seam.

## ROZCIĘCIE I EKSPLOATACJA POKŁADU 405 W PARTII L W REJONIE PRZYGRANICZNYM W TYM W FILARZE ELEKTROWNI HALEMBA

Przedstawione powyżej udostępnienie pokładu pozwala za zaprojektowanie rozcięcia w części północnej pokładu odrębnie dla Ruchów Halemba Bielszowice. Prowadzenie eksploatacji odrębnie przez dwa Ruchy wymusi konieczność koordynacji prac robót przygotowawczych i eksploatacyjnych, które najczęściej powodują opóźnienia planowanych robót. Ponadto należy zaplanować i wykonać doprowadzenie wszystkich niezbędnych nośników energii, mediów, dróg transportu materiałów, ludzi, odstawy urobku, co w przypadku planowanej eksploatacji w rejonie przygranicznym, gdzie nie występują zaburzenia geologiczne wydaje się marnotrawstwem ograniczonych zasobów.
Uwzględniając ograniczenia wynikające z zakończonej eksploatacji ścian 841a i 841b na Ruchu Bielszowice jak również filarów ochronnych obiektów znajdujących się na powierzchni: filara ochronnego kościoła w Halembie przy ulicy Leśnej oraz filara ochronnego Aquaromu obejmujący swym zasięgiem filar kościoła w Halembie przy ulicy 1 Maja, jednakże z pominięciem filara zlikwidowanej Elektrowni Halemba, zaproponowano wspólną rozcinkę w północnej części połączonych pokładów 405/1 i 405/2 o miąższości co najmniej 4,5m, co przedstawiono na Rysunku 2.



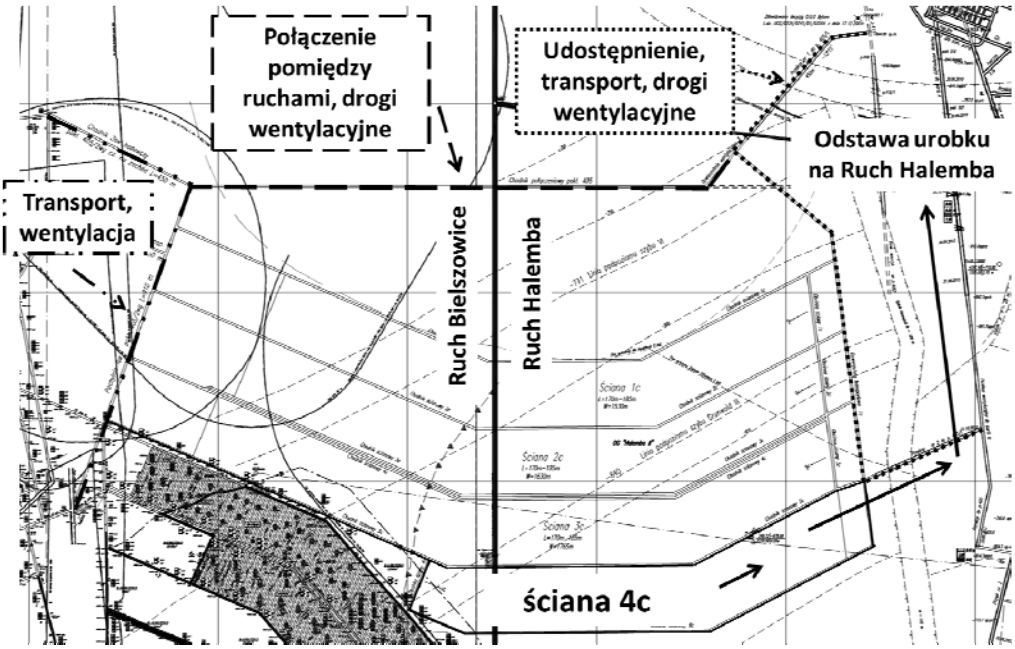

Rysunek 2. Mapa pokładu 405 w partii L – propozycja rozcięcia północnej części pokładu
Figure 2. Map of the seam 405 in parcel L – project of preparation works in the northern part of the seam

Przedstawiona propozycja rozcięcia północnej części połączonych pokładów 405/1 i 405/2 w partii L obejmuje cztery ściany charakteryzujące się parametrami przedstawionymi w tabeli 1.

Tabela 1. Parametry ścian w północnej części połączonych pokładów 405/1 i 405/2.
Table 1. The parameters of longwalls situated in the northern part connected seams 405/1 and 405/2

| Numer ściany | Wybieg [m] | Miąższość [m] | Długość [m] | Zasoby [tys. ton] | Wartość opałowa [kJ/kg] | Typ węgla |
|---|---|---|---|---|---|---|
| ściana 1c | 1 530 | 4,5 ÷ 5,2 | 140 ÷ 180 | 1 719 | 30 198 | 34.2 , **35.1** |
| ściana 2c | 1 630 | 4,5 ÷ 5,2 | 170 ÷ 185 | 1 808 | 30 198 | 34.2 , **35.1** |
| ściana 3c | 1 765 | 4,5 ÷ 5,2 | 170 ÷ 185 | 2 012 | 30 198 | 34.2 , **35.1** |
| ściana 4c | 1 175 | 4,5 ÷ 5,2 | 140 ÷ 180 | 1 360 | 30 198 | 34.2 , **35.1** |

Mając na uwadze konieczność efektywnego wykorzystanie posiadanych środków i zasobów oraz termin uruchomienia pierwszej ściany, zaplanowano prowadzenie rozcięcie ścian wspólnie przez Ruchy Halemba i Bielszowice. W tym celu, po udostępnieniu pokładu, uzyskaniu wentylacji obiegowej pomiędzy poziomami 1030m i 830m, kopalnia przystąpi do robót przygotowawczych mających na celu przygotowanie do eksploatacji ściany 4c oraz wykonania połączenia pomiędzy ruchami poprzez wydrążenie chodnika połączeniowego. Zaplanowano również zakup wysokowydajnego, dedykowanego kompleksu ścianowego, co pozwoli na efektywne sczerpanie złoża. Niezbędne będzie schładzanie powietrza poprzez wykonanie klimatyzacji grupowej. Uruchomienie ściany 4c zaplanowano w czwartym kwartale 2018r. Zakres robót niezbędnych do uruchomienia ściany oraz funkcjonalność wyrobisk przedstawiono na rysunku 3.

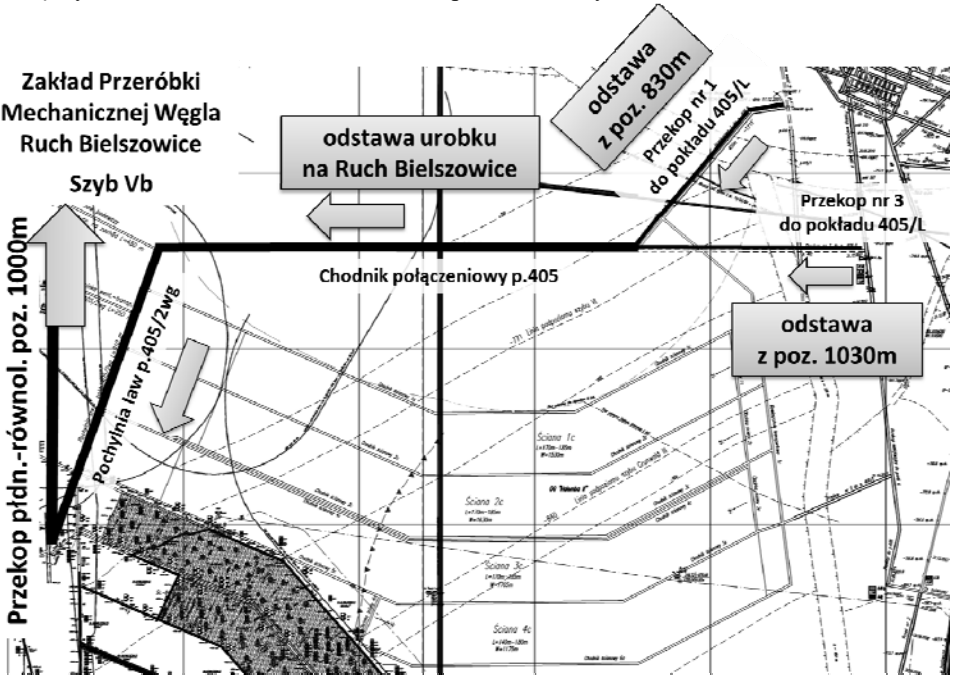



Rysunek 3. Mapa pokładu 405 w partii L – zakres robót chodnikowych niezbędnych do uruchomienia ściany 4c wraz opisem ich przeznaczenia.
Figure 3. Map of the seam 405 in parcel L – the range of preparation works necessary for the deploying longwall 4c as well as their purpose description

Wraz z uruchomieniem ściany 4c prowadzone będą dalsze roboty przygotowawcze związane z rozcięciem i przygotowaniem do eksploatacji kolejnych ścian: ściany 3c, ściany 2c i ściany 1c, z których urobek będzie kierowany na Ruch Bielszowice. Prace prowadzone będą równolegle, tak jak w przypadku rozcięcia ściany 4c, przez dwa ruchy. Wraz z postępem robót będą wydłużane drogi transportu załogi, co pozwoli na zmniejszenie wydatku energetycznego pracowników. Transport materiałów i ludzi, w zależności od stopnia zaawansowania robót może być prowadzony alternatywnie z dwóch ruchów. Wykonana i sukcesywnie rozbudowywane klimatyzacja grupowa poprawi warunki klimatyczne. Istotnym zagadnieniem będzie również możliwość prowadzenia efektywnego odmetanowania. Kopalnia posiada nową stację odmetanowania, zlokalizowaną przy szybie Grunwald IV Ruchu Halemba, którą można rozbudować zapewniając możliwość skutecznego odmetanowania.

## WYKORZYSTANIE WYROBISK DLA DALSZEJ RESTRUKTURYZACJI KOPALNI RUDA

Wykonane wyrobiska udostępniające oraz połączeniowe pomiędzy Ruchami Halemba i Bielszowice będzie można wykorzystać do docelowego przekierunkowania urobku z Ruchu Halemba na Ruch Bielszowice. Niezbędne będzie wykonanie przekopu nr 3 do pokładu 405/L oraz części chodnika połączeniowego pomiędzy przekopem nr 3 do pokładu 405/L, a dowierzchnią wentylacyjną 3. Powyższe rozwiązanie będzie można wdrożyć po zakończeniu eksploatacji na Ruchu Pokój. Aktualnie cały urobek z Ruchu Pokój kierowany jest, poprzez połączenie dołowe, na Ruch Bielszowice zapewniając pełne wykorzystanie zdolności produkcyjne zakładu przeróbczego i transportu pionowego. Proponowane połączenie technologiczne pomiędzy Ruchami Halemba i Bielszowice przedstawia rysunek 4.




Rysunek 3. Mapa pokładu 405 w partii L – przekierowanie urobku na Ruch Bielszowice
Figure 3. Map of the seam 405 in parcel L – redirecting the winning toward the Bielszowice section

PODSUMOWANIE

1. Przedstawiona propozycja udostępnienia pokładu 405 w partii L umożliwia wspólne rozcięcie i eksploatację pokładu przez Ruchy Halemba i Bielszowice.
2. Uwzględniając występujące ograniczenia wynikające z zakończonej eksploatacji ścian 841a i 841b na Ruchu Bielszowice jak również filarów ochronnych obiektów znajdujących się na powierzchni, z pominięciem filara zlikwidowanej Elektrowni Halemba, zaproponowano wspólne rozcięcie pokładu 405 w partii L czterema ścianami o długościach około 170m, wybiegach od 1175m do 1630m i wysokości około 4,5m o sumarycznych zasobach wynoszących około 6,9 mln ton.
3. Wspólne prowadzenie robót udostępniających i przygotowawczych umożliwi efektywne wykorzystanie posiadanych środków technicznych i organizacyjnych pozwalając na terminowe przygotowanie ścian do eksploatacji.
4. Sukcesywna rozbudowa sieci transportu załogi, budowa klimatyzacji grupowej będą skutkowały zmniejszeniem wydatku energetycznego załogi i poprawą wydajności pracy.
5. Zakup wysokowydajnego, dedykowanego kompleksu ścianowego pozwoli na efektywne sczerpanie udostępnionych zasobów węgla.
6. Nowa stacja odmetanowania zlokalizowana przy szybie Grunwald IV Ruchu Halemba umożliwia prowadzenie skutecznego odmetanowania pokładu poprawiając bezpieczeństwo pracy.
7. Proponowany układ wyrobisk udostępniających i połączeniowych umożliwia, w kolejnych latach, przekierunkowanie całego urobku z Ruchu Halemba na Ruch Bielszowice, co będzie skutkowało zmniejszeniem kosztów funkcjonowania kopalni RUDA.

LITERATURA

[1] Plan Ruchu KWK „Halemba-Wirek” na lata 2014-2016 wraz z aneksami.
[2] Kompleksowy Projekt Eksploatacji Pokładów Zagrożonych Tąpaniami wraz z aneksami.
[3] Dokumentacja Geologiczna Złoża Halemba II.

# Development of the Seam 405 in Parcel L – the Bordering Area of Sections Halemba And Bielszowice – with Planned Exploitation in the Protective Pillar of Liquidated Halemba Power Plant

Foundation of Ruda Coal Mine which consists of three sections: Halemba, Bielszowice and Pokój, leads to have a broader look at the possibility of shared deposit development and a combined exploitation of seams in the border areas. This will limit the costs of preparatory works, costs of preparation and liquidation longwalls and allows more efficient use of the production potential.

The analysis of development and preparatory works in the northern part of 405/L seam for Halemba and Bielszowice sections indicates that there is a possibility of increasing the efficiency as well as reducing the costs of the deposit exploitation.

There are also presented ways of winning, materials and crew transportation, providing necessary infrastructure, ventilation of the deposit.

In the final part of the paper there is presented the possibility of using the development works to entirely redirect excavated material from the section Halemba to Bielszowice, which opens further possibility of reducing the whole operating costs of the mine Ruda.



POLSKA GRUPA GÓRNICZA
Oddział KWK RUDA

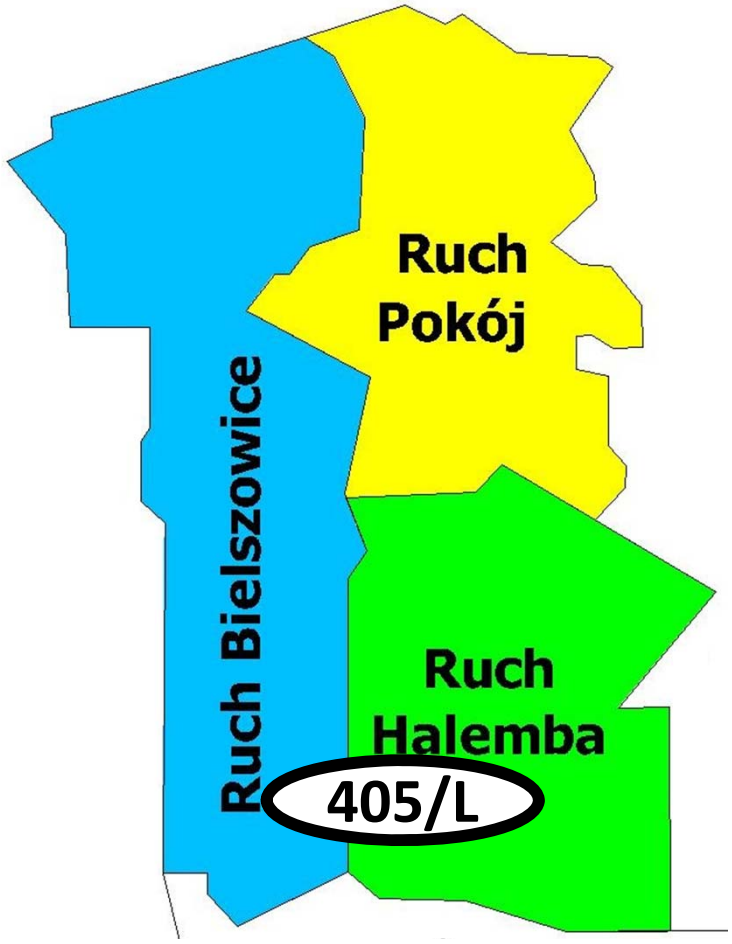
# Udostępnienie pokładu 405 w partii L w rejonie przygranicznym Ruchów Halemba i Bielszowice wraz z planowaną eksploatacją w filarze Elektrowni Halemba.

**Michał Piecha, Krzysztof Kiełbiowski, Andrzej Sojka, Grzegorz Szuba**

XXVI edycja Szkoły Eksploatacji Podziemnej w Krakowie
22-24 luty 2017r.

POLSKA GRUPA GÓRNICZA
ODDZIAŁ KWK Ruda

# KWK Ruda powstała 1 lipca 2016 roku z połączenia rudzkich kopalń: Halemba-Wirek, Bielszowice, Pokój.




## Obszar Górniczy KWK RUDA

**Obszar górniczy KWK RUDA – 69,39 km$^2$**
**( w tym czynny 57, 41 km$^2$) z czego :**

**Ruch Bielszowice 34,1 km$^2$ (w tym czynny 22,12 km$^2$)**

**Ruch Halemba 24,12 km$^2$**

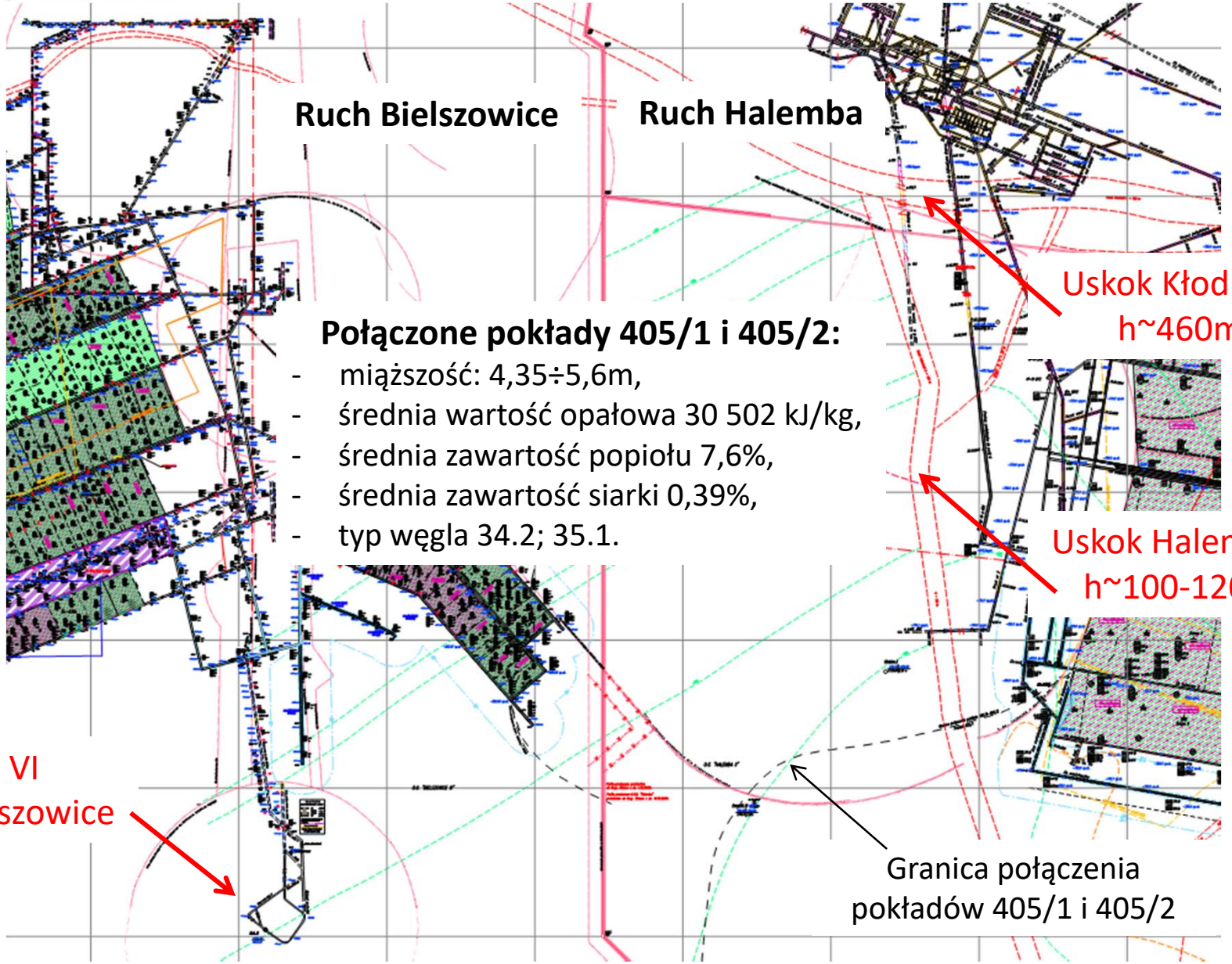
**Ruch Pokój 11,17 km$^2$**

**Położenie administracyjne:**
Ruda Śląska, Mikołów, Katowice, Zabrze

POLSKA GRUPA GÓRNICZA

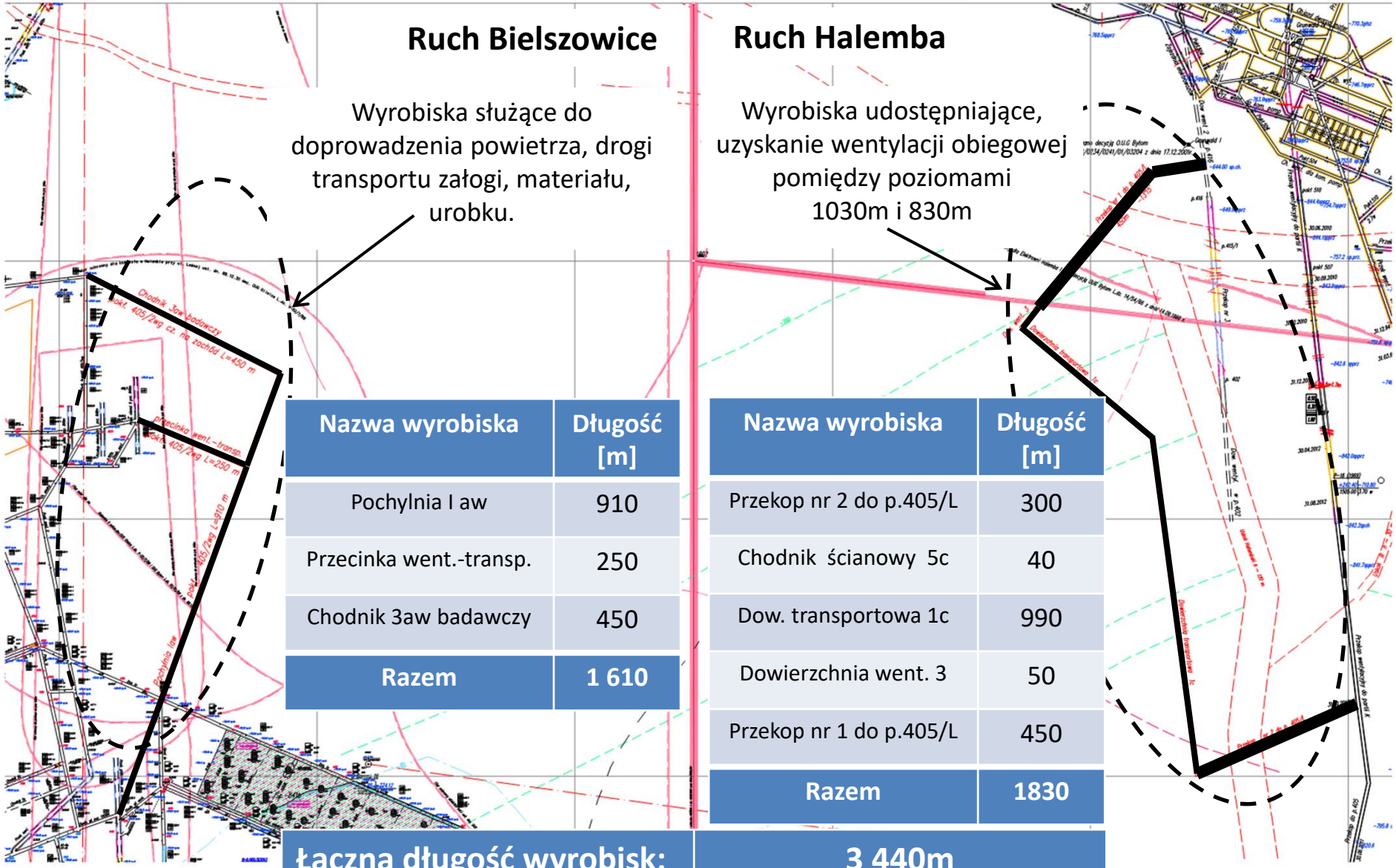
ODDZIAŁ KWK Ruda

# Pokład 405 w partii L



POLSKA GRUPA GÓRNICZA
ODDZIAŁ KWK Ruda

# Udostępnienie pokładu 405 w partii L



## Ruch Bielszowice

Wyrobiska służące do doprowadzenia powietrza, drogi transportu załogi, materiału, urobku.

| Nazwa wyrobiska | Długość [m] |
|---|---|
| Pochylnia I aw | 910 |
| Przecinka went.-transp. | 250 |
| Chodnik 3aw badawczy | 450 |
| **Razem** | **1 610** |

## Ruch Halemba

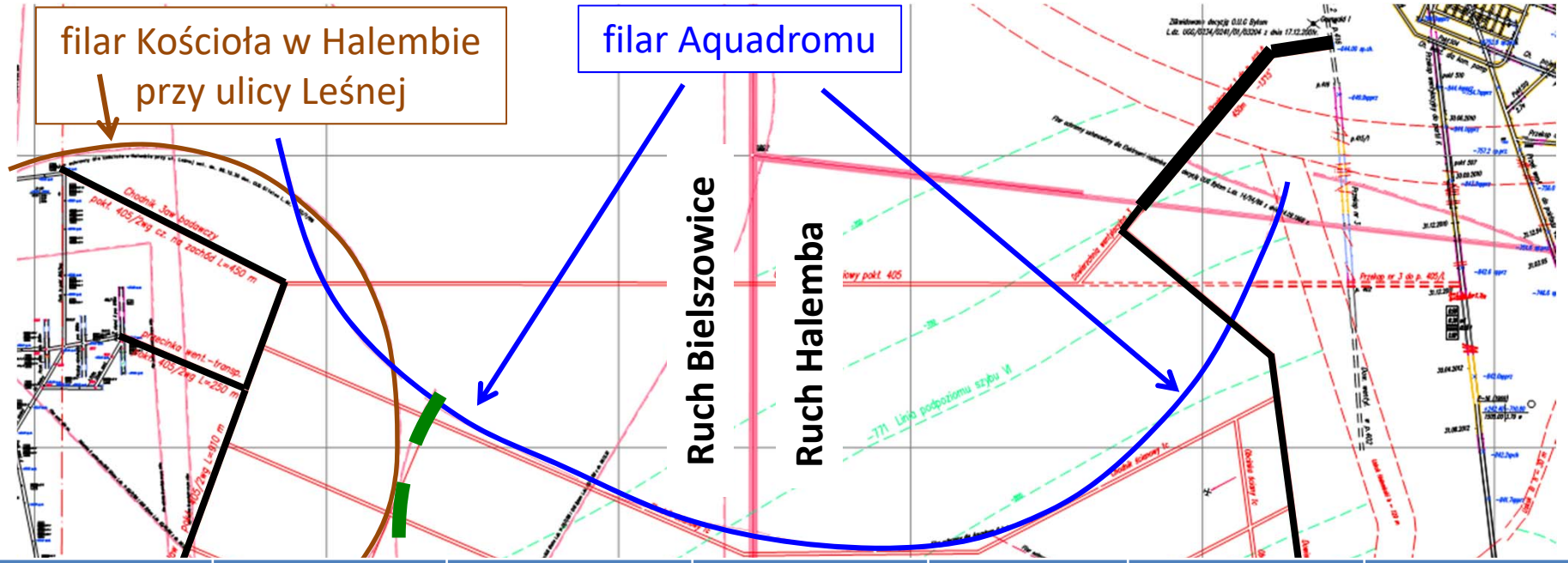
Wyrobiska udostępniające, uzyskanie wentylacji obiegowej pomiędzy poziomami 1030m i 830m

| Nazwa wyrobiska | Długość [m] |
|---|---|
| Przekop nr 2 do p.405/L | 300 |
| Chodnik ścianowy 5c | 40 |
| Dow. transportowa 1c | 990 |
| Dowierzchnia went. 3 | 50 |
| Przekop nr 1 do p.405/L | 450 |
| **Razem** | **1830** |

| | |
|---|---|
| **Łączna długość wyrobisk:** | **3 440m** |

POLSKA GRUPA GÓRNICZA
ODDZIAŁ KWK Ruda

# Proponowane rozcięcie pokładu 405 w partii L




| Numer ściany | Wybieg [m] | Miąższość [m] | Długość [m] | Zasoby [tys. ton] | Wartość opałowa [kJ/kg] | Typ węgla |
|---|---|---|---|---|---|---|
| ściana 1c | 1 530 | 4,5 ÷ 5,2 | 140 ÷ 180 | 1 719 | 30 198 | 34.2 , **35.1** |
| ściana 2c | 1 630 | 4,5 ÷ 5,2 | 170 ÷ 185 | 1 808 | 30 198 | 34.2 , **35.1** |
| ściana 3c | 1 765 | 4,5 ÷ 5,2 | 170 ÷ 185 | 2 012 | 30 198 | 34.2 , **35.1** |
| ściana 4c | 1 175 | 4,5 ÷ 5,2 | 140 ÷ 180 | 1 360 | 30 198 | 34.2 , **35.1** |
| **Suma zasobów w ścianach 1c, 2c, 3c i 4c :** | | | | **6 899 tys. ton** | | |

POLSKA GRUPA GÓRNICZA
ODDZIAŁ KWK Ruda

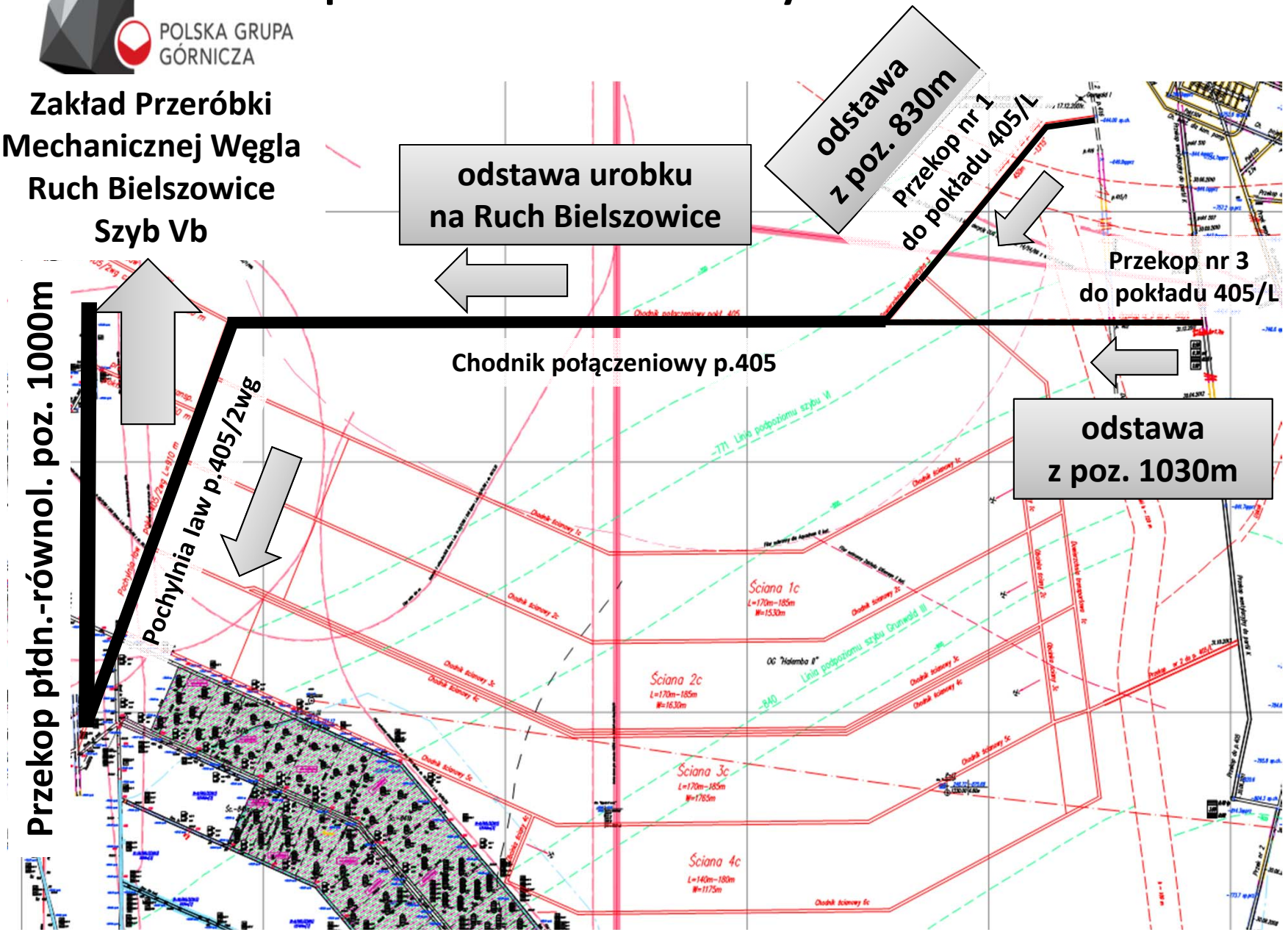
# Eksploatacja pokładu 405/L w filarze Elektrowni Halemba uruchomienie pierwszej ściany w pokładzie z odstawą urobku na Ruch Halemba.



# Połączenie technologiczne
# przekierowanie odstawy urobku na Ruch Bielszowice

POLSKA GRUPA GÓRNICZA

**Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla Ruch Bielszowice Szyb Vb**



POLSKA GRUPA GÓRNICZA
ODDZIAŁ KWK Ruda

# Podsumowanie

1. Przedstawiona propozycja udostępnienia pokładu 405 w partii L umożliwia wspólne rozcięcie i eksploatację pokładu przez Ruchy Halemba i Bielszowice.
2. Uwzględniając występujące ograniczenia wynikające z zakończonej eksploatacji ścian 841a i 841b na Ruchu Bielszowice jak również filarów ochronnych obiektów znajdujących się na powierzchni, z pominięciem filara zlikwidowanej Elektrowni Halemba, zaproponowano wspólne rozcięcie pokładu 405 w partii L czterema ścianami o długościach około 170m, wybiegach od 1175m do 1630m i wysokości około 4,5m o sumarycznych zasobach wynoszących około 6,9 mln ton.
3. Wspólne prowadzenie robót udostępniających i przygotowawczych umożliwi efektywne wykorzystanie posiadanych środków technicznych i organizacyjnych pozwalając na terminowe przygotowanie ścian do eksploatacji.

POLSKA GRUPA GÓRNICZA
ODDZIAŁ KWK Ruda

# Podsumowanie

4. Sukcesywna rozbudowa sieci transportu załogi, budowa klimatyzacji grupowej będą skutkowały zmniejszeniem wydatku energetycznego załogi i poprawą wydajności pracy.
5. Zakup wysokowydajnego, dedykowanego kompleksu ścianowego powoli na efektywne sczerpanie udostępnionych zasobów węgla.
6. Nowa stacja odmetanowania zlokalizowana przy szybie Grunwald IV Ruchu Halemba umożliwia prowadzenie skutecznego odmetanowania pokładu poprawiając bezpieczeństwo pracy.
7. Proponowany układ wyrobisk udostępniających i połączeniowych umożliwia, w kolejnych latach, przekierunkowanie całego urobku z Ruchu Halemba na Ruch Bielszowice, co będzie skutkowało zmniejszeniem kosztów funkcjonowania kopalni RUDA.

POLSKA GRUPA GÓRNICZA
ODDZIAŁ KWK Ruda

**Dziękuję za uwagę**

# Inteligentny system monitoringu metanowej ściany wydobywczej

Stanisław Trenczek
*Instytut Technik Innowacyjnych EMAG, Katowice*

STRESZCZENIE: Podano niebezpieczne zdarzenia z ostatnich 15 lat z udziałem metanu. Przypomniano zasady rozmieszczania metanomierzy w rejonie ściany metanowej. W kontekście inicjałów tych zdarzeń odniesiono się do skuteczności zadziałania metanometrii automatycznej. Podjęto próbę wskazania innego sposobu monitorowania, tworzącego inteligentny system monitoringu zapobiegający powstawaniu warunków sprzyjających zapłonom metanu od iskier mechanicznego tarcia organu urabiającego o zwięzłe skały.

SŁOWA KLUCZOWE: Zagrożenie metanowe, zapłon metanu, metanometria, monitoring

## 1. WPROWADZENIE

Pod pojęciem metanowa ściana wydobywcza rozumieć należy rejon ściany wydobywczej eksploatującej pokład węgla charakteryzujący określonym poziomem zagrożenia wybuchem metanu. Poziom ten klasyfikowany jest pod względem:

- metanu pochodzenia naturalnego, znajdującego się w danym pokładzie węgla, co określa się jako metanonośność węgla danego pokładu w przeliczeniu na czystą substancję węglową,
- metanu dopływającego do wyrobisk danego rejonu ściany z ich istotnego sąsiedztwa.

W pierwszym przypadku węgiel danego pokładu zaliczany jest [3] do odpowiedniej kategorii zagrożenia metanowego, tj. do I k.z.m., gdy metanonośność nie przekracza 2,5 $m^3CH_4$/ Mgcsw, do II k.z.m., gdy przekracza wartość 2,5 lecz nie przekracza wartości 4,5 $m^3CH_4$/ Mgcsw, do III k.z.m., gdy przekracza wartość 4,5 lecz nie przekracza wartości 8 $m^3CH_4$/ Mgcsw, oraz do IV k.z.m., gdy tę wartość 8 $m^3CH_4$/ Mgcsw, przekracza lub jeśli wystąpił nagły wypływ metanu albo wyrzut metanu i skał. Tak określone zagrożenie metanowe występuje od kilku ostatnich lat w ponad 80% eksploatowanych pokładach węgla kamiennego [4]
W drugim przypadku, biorąc pod uwagę możliwość dopływu metanu do poszczególnych wyrobisk rejonu ściany z urabianego pokładu węgla, ze skał otaczających, a także ze zrobów, wyrobiska w rejonie ściany zalicza się [3] pod względem niebezpieczeństwa wybuchu metanu do jednego z trzech rodzajów wyrobisk: ze stopniem „a" niebezpieczeństwa wybuchu metanu – jeżeli nagromadzenie metanu w powietrzu powyżej 0,5% jest wykluczone, ze stopniem „b" – jeżeli w normalnych warunkach przewietrzania nagromadzenie metanu w powietrzu powyżej 1,0% jest wykluczone, oraz do „c" – jeżeli nawet w normalnych warunkach przewietrzania nagromadzenie metanu w powietrzu może przekroczyć 1,0%.

Ponieważ zapłon metanu może nastąpić tylko w określonych warunkach istotne jest określenie poziomu zagrożenia wybuchem metanu, które może być [8]:

- poziomu I – jeśli dochodzi do przekroczenia progowych (dopuszczalnych) wartości stężeń metanu w przewietrzanych wyrobiskach,
- poziomu II – jeśli powstanie wybuchowa mieszanina metanowo-powietrzna w przewietrzanych wyrobiskach lub zrobach lub otamowanych przestrzeniach, zawierająca wybuchowe stężenia metanu – 4,5% < CH4 < 15,0% – oraz odpowiednie stężenie tlenu – O2 > 16%,
- poziomu III – jeśli ma miejsce współwystępowanie mieszaniny wybuchowej i inicjału charakteryzującego się odpowiednią temperaturą – T > 600oC, o odpowiednio długim okresie jej oddziaływania.

Monitoring stosowany w rejonie metanowej ściany wydobywczej ma kontrolować stężenia metanu i reagować – poprzez system metanometrii automatycznej – na przekroczenia dopuszczalnych stężeń metanu, a więc na przekroczenia poziomu I zagrożenia wybuchem metanu. Zdarzające się zapłony metanu w rejonach ścian pokazują, że pomimo monitoringu i metanometrii automatycznej dochodzi do sytuacji występowania poziomu III zagrożenia wybuchem metanu. Powodem tego, oprócz nagromadzeń metanu były różnego rodzaju inicjały, które dzielą się [6] na:

- jawne:
  - pożar endogeniczny – źródło ciepła o dostatecznie wysokiej temperaturze i długim czasie działania,
  - roboty strzałowe – zapłon MW, deflagracja MW,
  - iskry mechanicznego tarcia o skałę – tarcie organu kombajnu o twardą skałę w rejonie szczelin
  - iskry mechanicznego tarcia urządzeń – organ urabiający, łańcuch przenośnika, stropnice,
  - łuk elektryczny – urządzenia elektryczne, kable energetyczne,
  - otwarty ogień – pożar egzogeniczny, proces technologiczny (cięcie, spawanie metali), palenie tytoniu,
  - ładunki elektrostatyczne – materiały nieodpowiednio zabezpieczone (lutnie, płótno itp.),

  a więc dające się kontrolować i pozwalające na zapobieganie ich wystąpieniu,
- dyskretne:
  - iskrzenie mechaniczne skał, tarcie skały o skałę,
  - wysoka energia i przepływ ładunków elektrycznych, mogące wystąpić w szczelinach tworzących się podczas pękania skały w zrobach,
  - iskry ładunków elektrycznych, powstające podczas niszczenia struktury twardej skały w zrobach,
  - gorące powierzchnie, powstające po zadziałaniu dużej energii niszczącej strukturę skały lub/i podczas tarcia skały o skałę w zrobach,

  czyli praktycznie niemożliwe do kontroli, i o bardzo trudnym zapobieganiu skutkom ich wystąpienia (jedynie w sprzyjających okolicznościach poprzez stosowanie inertyzacji).

## 2. ZAPŁONY METANU W POLSKICH KOPALNIACH W LATACH 2002-2016

W ostatnim 15-leciu doszło w polskich kopalniach węgla kamiennego do 45 zdarzeń z udziałem metanu – tab. 1.

Tabela 1. Zestawienie zdarzeń z udziałem metanu w polskich kopalniach węgla kamiennego w latach 2002-2016 (oprac. własne na podstawie [1])
Table 1. Zestawienie zdarzeń z udziałem metanu w polskich kopalniach węgla kamiennego w latach 2002-2016 (oprac. własne na podstawie [1])

| Lp. | Kopalnia | Data | Inicjał | Przebieg zdarzenia | Wypadki (śmiertelne / ciężkie / lekkie) |
|---|---|---|---|---|---|
| 1. | Rydułtowy | 23.03.2002 | iskry mechaniczne (od przenośnika) | zapalenie i wybuch | 3 / 5 / 2 |
| 2. | Budryk | 17.07.2002 | iskrzenie tarciowe skał w zrobach | zapalenie | 0 / 0 / 0 |
| 3. | Pniówek | 05.09.2002 | iskry mechaniczne (od kombajnu) | zapalenie i wybuch | 1 / 7 / 5 |
| 4. | Bielszowice | 24.02.2003 | pożar endogeniczny | zapalenie | 0 / 13 /19 |
| 5. | Brzeszcze | 01.04.2003 | iskry mechaniczne (od kombajnu) | zapalenie | 1 / 6 / 5 |
| 6. | Zofiówka | 10.06.2003 | iskry mechaniczne (od kombajnu) | zapalenie | 0 / 0 / 0 |
| 7. | Sośnica | 07.11.2003 | pożar endogeniczny | zapalenie i wybuch | 3 / 1 / 6 |
| 8. | Budryk | 17.08.2004 | iskry mechaniczne (od kombajnu) | zapalenie | 0 / 0 / 0 |
| 9. | Halemba | 03.03.2005 | iskry mechaniczne (od kombajnu) | zapalenie | 0 / 0 / 0 |
| 10. | Sośnica | 17.05.2005 | roboty strzałowe | zapalenie | 0 / 0 / 0 |
| 11. | Staszic | 25.10.2005 | palenie papierosów | zapalenie | 0 / 2 / 0 |
| 12. | Zofiówka | 22.11.2005 | ciśnienie strukturalne górotworu | wyrzut metanu i skał | 3 / 0 / 5 |
| 13. | Szczygłowice | 11.05.2006 | łuk elektryczny (iskry od odbieraka lokomotywy) | zapalenie | 0 / 0 / 8 |
| 14. | Halemba | 21.11.2006 | łuk elektryczny, lub wyładowania elektrostatyczne lub pożar endogeniczny, lub iskrzenie tarciowe skał w zrobach | zapalenie i wybuch | 23 / 0 / 1 |
| 15. | Halemba | 23.05.2007 | iskry mechaniczne (od kombajnu) | zapalenie | 0 / 0 / 0 |
| 16. | Pokój | 28.07.2007 | roboty strzałowe | zapalenie | 0 / 0 / 4 |
| 17. | Bielszowice | 02.09.2007 | roboty strzałowe | zapalenie i wybuch | 0 / 0 / 0 |
| 18. | Budryk | 30.10.2007 | iskry mechaniczne (od kombajnu) | zapalenie | 0 / 0 / 0 |
| 19. | Mysłowice-Wesoła | 13.01.2008 | pożar endogeniczny | zapalenie i wybuch | 2 / 0 / 1 |
| 20. | Borynia | 04.06.2008 | pożar endogeniczny, lub samozapłon spoiwa klejowego, lub łuk elektryczny | zapalenie i wybuch | 6 / 5 / 12 |
| 21. | Zofiówka | 20.10.2009 | iskry mechaniczne (od kombajnu) | zapalenie | 0 / 0 / 0 |
| 22. | Wujek Ruch Śląsk | 18.09.2009 | łuk elektryczny (zwarcie urządzeń elektrycznych) | zapalenie i wybuch | 20 / 25 / 9 |
| 23. | Mysłowice-Wesoła Ruch Wesoła | 16.05.2010 | pożar endogeniczny | dwukrotne zapalenie | 0 / 0 / 2 |
| 24. | Murcki-Staszic Ruch Staszic | 13.03.2011 | iskry mechaniczne (od kombajnu) | zapalenie | 0 / 0 / 0 |
| 25. | Krupiński | 05.05.2011 | iskry mechaniczne (od przenośnika) | zapalenie | 3 / 9 / 2 |
| 26. | Bielszowice | 12.08.2011 | iskry mechanicznego tarcia o skałę, lub iskry mechaniczne (kombajn – przenośnik – obudowa), lub iskrzenie tarciowe skał w zrobach | zapalenie | 0 / 0 / 0 |
| 27. | Murcki-Staszic Ruch Staszic | 28.01.2013 | iskry mechaniczne (od kombajnu) | zapalenie | 0 / 0 / 0 |
| 28. | Murcki-Staszic | 06.02.2013 | iskry mechaniczne (od kombajnu) | zapalenie | 0 / 0 / 0 |

| | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | Ruch Staszic | | | | |
| 29. | Rydułtowy-Anna | 25.02.2013 | iskry mechaniczne (od kombajnu) | zapalenie | 0 / 0 / 0 |
| 30. | Knurów-Szczygłowice Ruch Szczygłowice | 25.03.2013 | iskry mechaniczne (od kombajnu) | zapalenie | 0 / 0 / 0 |
| 31. | Sośnica-Makoszowy Ruch Sośnica | 19.11.2013 | nieustalony | zapalenie metanu i pożar w rejonie tamy izolacyjnej | 0 / 0 / 2 |
| 32. | Sośnica-Makoszowy Ruch Sośnica | 13.12.2013 | pożar endogeniczny | zapalenie metanu i pożar | 0 / 0 / 4 |
| 33. | „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" Ruch Zofiówka | 19.12.2013 | iskry mechanicznego tarcia o skałę (od kombajnu chodnikowego) | zapalenie (szczelinowe) | 0 / 0 / 0 |
| 34. | Bielszowice | 21.01.2014 | iskrzenie tarciowe skał w szczelinie pomiędzy warstwą łupka ilastego a warstwą łupka piaszczystego nad pokładem węgla | zapalenie (szczelinowe) | 0 / 0 / 0 |
| 35. | Budryk | 31.05.2014 | iskry mechanicznego tarcia o skałę (od kombajnu chodnikowego) | zapalenie (szczelinowe) | 0 / 0 / 0 |
| 36. | Chwałowice | 19.07.2014 | roboty strzałowe | zapalenie (szczelinowe) | 0 / 0 / 0 |
| 37. | Mysłowice-Wesoła Ruch Wesoła | 06.10.2014 | pożar endogeniczny w zrobach | zapalenie i wybuch metanu | 5 / 15 / 10 |
| 38. | Mysłowice-Wesoła Ruch Wesoła | 15.06.2015 | iskry mechaniczne (tarcie elementów metalowych obudowy ścianowej) | zapalenie (szczelinowe) | 0 / 0 / 0 |
| 39. | Sośnica | 11.07.2015 | roboty strzałowe | zapalenie | 0 / 0 / 4 |
| 40. | Rydułtowy-Anna | 26.08.2015 | roboty strzałowe | zapalenie (szczelinowe) | 0 / 0 / 0 |
| 41. | Krupiński | 12.03.2016 | iskry mechanicznego tarcia o skałę (od kombajnu) w strefie uskokowej | zapalenie | 0 / 0 / 0 |
| 42. | Brzeszcze | 30.05.2016 | iskry mechanicznego tarcia o skałę (od kombajnu chodnikowego) w dolnej części przekroju chodnika | zapalenie (szczelinowe) | 0 / 0 / 0 |
| 43. | Halemba-Wirek | 10.06.2016 | iskry mechanicznego tarcia o skałę (od kombajnu) w strefie uskokowej | zapalenie metanu i pożar | 0 / 0 / 0 |
| 44. | Murcki-Staszic | 27.07.2016 | nieustalone | zapalenie i wybuch w szybie wentylacyjnym | 1 / 0 / 0 |
| 45. | Murcki-Staszic | 18.10.2016 | iskry mechanicznego tarcia o skałę (od kombajnu chodnikowego) | zapalenie (szczelinowe) | 0 / 0 / 0 |
| Suma | | | | | 71 / 88 / 101 |

Jak z przedstawionego zestawienia (tab. 1) wynika, 44 zdarzenia na 45 (1 wyrzut metanu i skał) to zapłony, bądź zapłony i wybuchy metanu, przy czym: w 3 przypadkach nie udało się jednoznacznie ustalić inicjału, w 2 przypadkach jeszcze inicjału nie ustalono (w tym 1 inicjał określono jako otwarty ogień, nie precyzując jednak o jaki chodzi), a z 39 jednoznacznie określonych inicjałów w 2 przypadkach były to inicjały dyskretne, a w 37 – inicjały jawne.

## 3. MONITORING W REJONIE ŚCIANY WEDŁUG WYMAGAŃ PRZEPISÓW I ZASAD BEZPIECZEŃSTWA

Kontrola stężeń metanu w rejonie ściany realizowana jest poprzez pomiary przyrządami ręcznymi, które wykonywane są zarówno w sposób jednoznacznie określony przepisami [6], jak i ustaleniami kierownika ruchu zakładu górniczego i kierownika działu wentylacji, na których przepisy te nakładają taki obowiązek. Ponadto, w rejonach ścian wydobywczych eksploatujących pokłady węgla zaliczonego pod względem zagrożenia metanowego do kategorii od II do IV przepisy [2] określają także minimalne wymagania co do rozmieszczenia metanomierzy w rejonie, będących częścią metanometrii automatycznej. Możliwa, a w przypadku stosowania pomocniczych urządzeń wentylacyjnych wymagana jest zabudowa dodatkowych metanomierzy, według ustaleń kierownika działu wentylacji, zazwyczaj z wykorzystaniem sugestii zamieszczonych w zasadach określających sposób prowadzenia eksploatacji w zagrożeniu metanowym [9].

Doraźne kontrole i monitoring mają służyć niedopuszczeniu do wystąpienia warunków poziomu III zagrożenia wybuchem metanu. W przypadku monitoringu stężeń metanu polega to na zadziałaniu metanometrii automatycznej, tj. wyłączenia spod napięcia maszyn i urządzeń elektrycznych znajdujących się w rejonie ściany wydobywczej (również wg określonych przepisów [2]) w przypadku przekroczenia dopuszczalnych wartości – tab. 2.

Tabela 2. Zestawienie dopuszczalnych zawartości metanu w powietrzu kopalnianym (opracowanie własne na podstawie [2])

Table 2. Zestawienie dopuszczalnych zawartości metanu w powietrzu kopalnianym (opracowanie własne na podstawie [2])

| Dopuszczalne zawartości metanu | | | |
|---|---|---|---|
| Ze względu na miejsce występowania | | Ze względu na prace | |
| Lokalizacja miejsca | CH4 [%] | Rodzaj prac | CH4 [%] |
| Grupa przodków przewietrzana jednym prądem powietrza:<br>- w powietrzu doprowadzonym do każdego przodka – bez stosowania metanometrii automatycznej,<br>- w powietrzu doprowadzonym do każdego przodka – przy stosowaniu metanometrii automatycznej | ≤ 0,5<br>≤ 1,0 | Urabianie kombajnami:<br>- chodnikowymi i ścianowymi zwięzłych skał o dużej i średniej skłonności do iskrzenia (w rejonie urabiania).<br>- chodnikowymi pokładu węgla:<br>- w strefie przodkowej,<br>- w rejonie wysięgnika kombajnu,<br>- ścianowymi pokładu węgla:<br>- w powietrzu dopływającym do ściany,<br>- w powietrzu wypływającym ze ściany | ≤ 0,5<br>≤ 1,0<br>≤ 2,0<br>≤ 1,0<br>≤ 2,0 |
| Przewietrzanie jednym prądem powietrza grupy przodków drążonych kombajnami z zastosowaniem wentylacji lutniowej kombinowanej z ssącym lutniociągiem wyposażonym w urządzenie odpylające – w powietrzu doprowadzonym do każdego przodka | ≤ 0,5 | Urabianie materiałem wybuchowym (MW):<br>- MW węglowe i skalne – bez blokady metanometrycznej,<br>- MW węglowe i skalne – z blokadą metanometryczną,<br>- MW metanowe,<br>- MW metanowe specjalne | ≤ 0,5<br>≤ 1,0<br>≤ 1,0<br>≤ 1,5 |
| Wyrobisko ścianowe:<br>- prąd wlotowy powietrza,<br>- prąd wylotowy powietrza | ≤ 1,0<br>≤ 2,0 | Urabianie metodami bezogniowymi | > 1,5 |
| Wylot rejonowego prądu powietrza:<br>- bez metanometrii automatycznej,<br>- przy metanometrii automatycznej | ≤ 1,0<br>≤ 1,5 | Inne prace (poza urabianiem) | ≤ 2,0 |

Przepisy stanowią też [2] o lokalizacji czujników metanomierzy w rejonie ściany, nakazując kontrolę zawartości metanu:

- pod stropem w ścianie w prądzie powietrza dopływającym do ściany – w odległości nie większej niż 10 m od wyrobiska przyścianowego, a w przypadku ściany o wysokości mniejszej niż 1,5 m, w których wyposażenie techniczne uniemożliwia zabudowanie czujnika metanomierza pod stropem, zlokalizowanie czujnika w wyrobiskach przyścianowych z prądem powietrza dopływającym do ściany, w odległości nie większej niż 10 m od wlotu do ściany,
- pod stropem w prądzie (prądach) powietrza wypływającego (wypływających), tj. w wyrobisku przyścianowym – w odległości nieprzekraczającej 10 m od wylotu ze ściany, jeżeli na wylocie nie łączą się prądy powietrza, lub w ścianie — w odległości 2 m od wyrobiska przyścianowego, jeżeli na wylocie łączą się prądy powietrza.

Jeśli metanomierz zarejestruje przekroczenie zawartości 2% metanu w powietrzu wypływającym ze ściany lub zawartości 1% metanu w powietrzu dopływającym do ściany, to powinien on spowodować wyłączenie spod napięcia urządzenia elektryczne zabudowane w ścianie, a także w całym wyrobisku przyścianowym z prądem powietrza wypływającym ze ściany oraz w wyrobisku przyścianowym z prądem powietrza dopływającym do ściany, na odcinku co najmniej 10 m od wlotu do ściany.

Istotnym elementem pełniejszego monitoringu rejonu metanowej ściany wydobywczej, mającego pomóc w ocenie poziomu zagrożenia, jest stosowanie dodatkowego metanomierza, którego wskazania uwzględnia się w określaniu metanowości wentylacyjnej względem metanowości, która to powinna być wyższa aniżeli metanowość wentylacyjna. Miejsce zabudowy takiego metanomierza – podane w zasadach [9] – uzależnione jest od sposobu przewietrzania:

- we wlotowym prądzie powietrza świeżego – zabudowany powinien być na odcinku wyrobiska przyścianowego między ścianą a najbliższym skrzyżowaniem z innym wyrobiskiem lecz nie dalej niż 50 m od ściany,
- jeżeli jest stosowane „doświeżanie" prądu powietrza wypływającego ze ściany – zabudowany powinien być w wyrobisku z doświeżającym prądem powietrza nie dalej niż 50 m od ściany,
- jeżeli prąd powietrza świeżego jest doprowadzany wyrobiskiem do ściany wzdłuż zrobów – powinien być zabudowany w tym wyrobisku w odległości 10-50 m od ściany, przy czym do obliczenia ilości metanu dopływającego do rejonu ściany z innych źródeł dodatkowy metanomierz w tym wyrobisku powinien być zabudowany w odległości 10-15 m przed kontaktem ze zrobami ściany,
- w wylotowym prądzie powietrza – powinien być zabudowany na odcinku wyrobiska przyścianowego między ścianą a najbliższym skrzyżowaniem z innym wyrobiskiem w odległości 10-15 m od tego skrzyżowania,
- gdy powietrze zużyte ze ściany jest odprowadzane wzdłuż zrobów ściany – zabudowany powinien być w odległości co najmniej 15 m za kontaktem tego wyrobiska ze zrobami ściany.

Z uwagi na konieczność określania metanowości wentylacyjnej uzupełnieniem monitoringu są anemometry mierzące prędkość powietrza w wyznaczonych wyrobiskach, co umożliwia określenie wydatku powietrza w rejonie. Ponadto, z uwagi na występujące w każdym rejonie metanowej ściany wydobywczej zagrożenie pożarami endogenicznymi, które może doprowadzić do pożaru inicjującego zapłon metanu, monitoring uzupełniony jest także o CO-metrię. Czujniki pomiaru stężeń tlenku węgla lokalizowane są pod kątem określania przyrostu stężeń CO i ilości CO pomiędzy prądem wylotowym powietrza z rejonu ściany a prądem powietrza wlotowego do tego rejonu.

## 4. SKUTECZNOŚĆ MONITORINGU W ASPEKCIE ZAISTNIAŁYCH ZAPŁONÓW METANU

Na podstawie zestawienia zaistniałych zdarzeń (tab. 1) można stwierdzić, że aż 36 zdarzeń miało miejsce w rejonach ścian wydobywczych, przy czym różne były inicjały 33 zdarzeń jednoznacznie zidentyfikowanych – tab. 3.

Tab. 3. Zestawienie zidentyfikowanych inicjałów zdarzeń z udziałem metanu zaistniałych w rejonach ścian wydobywczych (oprac. własne na podstawie [1])

Tab. 3. Zestawienie zidentyfikowanych inicjałów zdarzeń z udziałem metanu zaistniałych w rejonach ścian wydobywczych (oprac. własne na podstawie [1])

| Lp. | Grupa inicjałów / liczba stwierdzonych | Inicjał | | Liczba zdarzeń w rejonach ścianach z udziałem inicjału |
|---|---|---|---|---|
| | | Typ | Rodzaj | |
| 1 | dyskretne / 2 | iskrzenie tarciowe skał w zrobach | iskrzenie mechaniczne skał, tarcie skały o skałę, | 2 |
| 2 | jawne / 31 | pożar endogeniczny | pożar endogeniczny w zrobach | 6 |
| 3 | | roboty strzałowe | inicjał MW w rejonie szczelin | 3 |
| 4 | | | inicjał MW w rejonie zrobów | 3 |
| 5 | | iskry mechanicznego tarcia o skałę | tarcie organu urabiającego w kontakcie ze szczelinami metanonośnymi | 14 |
| 6 | | iskry mechanicznego tarcia urządzeń | od kombajnu | 1 |
| 7 | | | od przenośnika | 2 |
| 8 | | | od innych elementów metalowych | 1 |
| 9 | | łuk elektryczny | zwarcie urządzeń elektrycznych | 1 |
| Razem | | | | 33 |

Z zestawienia (tab. 3) wynika, że tylko 2 razy iskrzenie tarciowe skał w zrobach zainicjowało zapłon metanu, co z punktu widzenia możliwości jego wcześniejszego wykrycia nie dawało szans zapobiegnięcia zdarzeniu. Pytanie jednak nasuwa się w związku z tym, że aż 31 razy do zapłonu metanu doszło z powodu inicjału jawnego – dlaczego do tego doszło?

W przypadku zainicjowania zapłonu przez pożar endogeniczny mogą występować dwojakiego rodzaju uwarunkowania. Pierwsze, mające związek z pożarem w zrobach płotów węglowych lub każdego innego węgla pozostawianego w zrobach, kiedy to objawy procesu samozagrzewania i początkowego stadium pożaru endogenicznego są praktycznie niewykrywalne. Ma to miejsce w przypadkach niekorzystnego rozkładu potencjałów aerodynamicznych w rejonie ściany, powodującego migrację produktów samozagrzewania i samozapłony do zrobów ścian sąsiednich [7]. Drugie zaś ma miejsce wówczas, kiedy stosowane jest przewietrzanie ściany sposobem z doświeżaniem wylotowego prądu powietrza. Wówczas ocena poziomu zagrożenia pożarowego oparta na stężeniach tlenku węgla w wylotowym prądzie powietrza jest niepoprawna, bowiem nie niedoszacowuje rzeczywistego poziomu zagrożenia pożarem endogenicznym [5], a przez to – zagrożenia wybuchem metanu. W pierwszym przypadku monitoring, nawet z dodatkowymi metanomierzami i CO-mierzami niewiele pomoże. W drugim monitoring daje szanse na właściwą ocenę, jednak wyniki pomiarów należy nieco inaczej interpretować [5].

Inicjowanie zapłonu od robót strzałowych sugeruje, że nie mogły być one przeprowadzone w sposób prawidłowy. Najprawdopodobniej zawiodła kontrola warunków, w jakich je wykonywano. Dla takich przypadków monitoring, nawet bardziej inteligentny nie daje szans

na ich uniknięcie. Znaczenia więc nabiera tutaj odpowiedzialność osób, które przygotowują, kontrolują i wykonują strzelanie z użyciem MW.
Trudno byłoby też opracować tak inteligentny monitoring w rejonie ściany, by wyeliminował on łuk elektryczny jako inicjał zapłonu metanem. Wymagałoby to znacznego zwiększenia liczby czujników (zabudowa przy każdym urządzeniu oraz na trasie zabudowanych kabli i przewodów elektroenergetycznych), a i tak bardzo wysoka temperatura łuku elektrycznego, zapalającego metan w ułamku sekundy, nie daje możliwości zareagowania metanometrii automatycznej w odpowiednim czasie (najkrótsza z możliwych zwłok w reakcji na wykryte niedopuszczalne stężenie – wyłączenie energii wynosi ok. 1,8 sek.).
Podobnie, bez większych szans poprawę skuteczności monitoringu jest w przypadku iskier mechanicznego tarcia takich elementów urządzeń zlokalizowanych w rejonie ściany, jak przenośnik czy zestawy obudowy ścianowej. Iskry powstałe w wyniku tarcia elementów przenośnika, lub elementów obudowy również charakteryzują się wysoką temperaturą, co także w zasadzie jest okresem krótszym niż reakcja metanometrii automatycznej, nie podnosząc już spraw ilości i rozmieszczenia dodatkowych czujników.

Największe szanse, jak się wydaje, ma poprawa monitoringu dla wyeliminowania zapłonów metanu spowodowanych pracą organów urabiających, co stanowi (tab. 3) znaczącą przyczynę zaistniałych zdarzeń – 15 na 33, czyli nieco ponad 45%.

## 5. INTELIGENTNY SYSTEM MONITORINGU – ISTOTA ZAGADNIENIA

Praca organów urabiających kombajnu ścianowego powodować może iskrzenie w przypadku urabiania zwięzłych skał – skłonnych do iskrzenia zapalającego metan – oraz tarcia o elementy metalowe – np. stropnice obudowy ścianowej czy też elementy obudowy chodnikowej.

Obowiązujące w polskim górnictwie przepisy (załącznik 5 przepisów [2]) dopuszczają urabianie zwięzłych skał skłonnych do iskrzenia zapalającego metan pod pewnymi warunkami. Chodzi o stosowanie środków zabezpieczających przed zapłonem metanu poprzedzone odpowiednim doborem. Oprócz konieczności przeprowadzenia analizy warunków naturalnych, uwzględniających m.in. rodzaj skał w przodku oraz przypuszczalny zasięg ich występowania wzdłuż projektowanego kierunku przesuwania się przodka, występowanie zaburzeń geologicznych, zdolność skał do iskrzenia określoną na podstawie ustalenia rodzaju skał, oraz warunków technicznych, w tym charakterystykę zagrożenia metanowego, ocenę stanu przewietrzania, w szczególności projektowaną prędkość i ilość powietrza oraz stabilność kierunków i wydatków prądów powietrza, sposób zabezpieczenia metanometrycznego, a w szczególności rozmieszczenie czujników metanometrycznych, ich czas zadziałania i rodzaj stosowanych urządzeń.

W konsekwencji dopuszcza się urabianie kombajnami w ścianach zwięzłych skał o dużej i średniej skłonności do iskrzenia, gdy:

- w wylotowych prądach powietrza ze ścian zawartość metanu:
  - nie przekracza 0,5% i równocześnie ilość odprowadzanego metanu nie przekracza 1 $m^3$/min,
  - jest wyższa od 0,5% lub ilość odprowadzanego metanu przekracza 1 $m^3$/min, pod warunkiem utrzymywania prędkości przepływu powietrza w ścianie co najmniej 1 m/s,
- stosowane są urządzenia wentylacji pomocniczej dla rozrzedzenia metanu w strefie przodka lub zapobiegania tworzeniu się lokalnych nagromadzeń metanu,
- stosowane jest niezależne przewietrzanie wyrobiska eliminujące możliwość dopływu metanu z prądem powietrza z innych przodków lub z innych źródeł wydzielania,
- zwiększona zostanie intensywność odmetanowania,
- będzie stosowane wykonywanie wyprzedzających otworów badawczych w przypadku zbliżania się do spodziewanych zaburzeń geologicznych,
- podczas urabiania zwięzłych skał o dużej i średniej skłonności do iskrzenia stosowane będą dodatkowe dysze i urządzenia zraszające.

Jak zatem w takich uwarunkowaniach powinien być stosowany monitoring skutecznie zapobiegający zapłonom metanu od iskier wytwarzanych przez organ urabiający kombajnu? Otóż inteligentny monitoring metanowej ściany wydobywczej powinien uwzględniać możliwie jak najwięcej tych czynników, co powinno się przekładać na zastosowanie dodatkowych czujników oraz algorytmów.

Zakładając, że w wylotowych prądach powietrza ze ścian zawartość metanu jest wyższa od 0,5% a ilość odprowadzanego metanu przekracza także 1 $m^3$/min, inteligentny monitoring powinien być uzupełniony o:

- czujniki pomiaru:
  - prędkości powietrza – anemometr, zabudowany do 20 m w prądzie/prądach powietrza dopływowego,
  - zapylenia powietrza – pyłomierz stacjonarny, zabudowany w rejonie ściany, w jednym z prądów wylotowych powietrza ze ściany – do 50 m od skrzyżowania z rejonowym prądem powietrza,

- dopływu wody do zraszaczy (standardowych na organach urabiających oraz zainstalowanych dodatkowych dysz i urządzeń zraszających) – czujnik przepływu wody do dopływie wody do zraszania,

- algorytmy, zapewniające wyłączenie spod napięcia organów urabiających w przypadku:
  - spadku prędkości przepływu powietrza w ścianie poniżej wartości minimalnej $v_{min.śc.} = 1$ m/s, przy czym prędkość powietrza w ścianie określana będzie jako iloczyn wydatku powietrza wypływającego ze ściany $\dot{V}_{wyl.}$ [m$^3$/s] oraz przekroju poprzecznego wyrobiska ścianowego $A_{śc}$ [m$^2$]

$$v_{min.śc.} = \dot{V}_{wyl.} : A_{śc} \tag{1}$$

    przy czym wydatek powietrza wylotowego obliczony jest jako iloczyn prędkości powietrza mierzonej anemometrem $v_{wyl.}$ [m/s], przekroju poprzecznego wyrobiska $A_{wyr}$ [m$^2$] w miejscu jego zabudowy i współczynnika korekcyjnego $k$ (korygujący prędkość mierzoną anemometrem stacjonarnym pod stropem z prędkością rzeczywistą mierzoną anemometrem ręcznym w sposób klasyczny) – i przekroju poprzecznego wyrobiska ścianowego $A_{śc}$ [m$^2$]

$$\dot{V}_{wyl.} = v_{wyl.} \cdot A_{wyr} \cdot k \tag{2}$$

  - wzrostu wartości zapylenia powietrza wylotowego $z_{wyl}$ [mg/m$^3$] o ponad 33% w stosunku do zapylenia ustalonego jako tło przy sprawnych urządzeniach zraszających $z_{stand}$ [mg/m$^3$]

$$z_{wyl} > 1{,}33\ z_{stand} \tag{3}$$

  - spadku o 33% przepływu realnego wody $Q_{real}$ [m$^3$/min] w instalacji zasilającej zraszanie standardowe i dodatkowe do wydatku całkowitego $Q_{w.całk}$ [m$^3$/min] wyznaczonego dla przy prawidłowo działającym zraszaniu

$$Q_{real} < 0{,}66\ Q_{w.całk} \tag{4}$$

Tak uzupełniony sposób kontroli będzie inteligentnym monitoringiem rejonów metanowych ścian wydobywczych.

## 6. PODSUMOWANIE

Aktualnie stosowany monitoring służy kontroli poziomu zagrożenia wybuchem metanu, poprzez reakcję na przekroczenia progowych (dopuszczalnych) wartości stężeń metanu w przewietrzanych wyrobiskach.
Duża liczba zapłonów metanu w rejonach metanowych ścian wydobywczych w latach 2002-2016 – aż 33 – pokazuje, że najwięcej zapłonów – aż 15 – miało związek z pracą organów urabiających kombajnu, co oznacza, że standardowy, obecnie stosowany monitoring nie zapobiega takim zdarzeniom.
Dla zabezpieczenia metanowych ścian wydobywczych przed zapłonami metanu spowodowanymi pracą kombajnu konieczne jest opracowanie Inteligentnego monitoringu rejonów ścian wydobywczych, wyposażonego w dodatkowe:

– czujniki pomiaru zapylenia powietrza kopalnianego oraz pomiaru wydatku wody zasilającej wszystkie stosowane rodzaje zraszania,
– algorytmy, uruchamiające funkcje wyłączania organów kombajnu spod napięcia w przypadku zmniejszenia prędkości powietrza w ścianie do wartości 1 m/s, lub zwiększenia się zapylenia powietrza w prądzie wylotowym ze ściany o 33% w stosunku do zapylenia przy sprawnie działających urządzeniach zraszających, lub zmniejszenia się wydatku wody zasilającej wszystkie urządzenia do zraszania.

## LITERATURA


[1] Niebezpieczne zdarzenia – zapalenia i wybuchy metanu. Dane Wyższego Urzędu Górniczego. Dostępność: http://www.wug.gov.pl/bhp/zd_metan_2017; 20.01.2017 r.

[2] 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 2002 r. Nr 139, poz. 1169 z późn. zm.

[3] Rozporządzenie Ministra Spraw Wewnętrznych i Administracji z dnia 14 czerwca 2002 r. w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych. Dz. U. z 2002 r. Nr 94, poz. 841, z 2003 r. Nr 181, poz. 1777 oraz z 2004 r. Nr 219, poz. 2227.

[4] Stan bezpieczeństwa pracy w górnictwie. Sprawozdania Wyższego Urzędu Górniczego – dane z lat 2002-2015; dostępność: http://www.wug.gov.pl/bhp/stan_bhp _ w_gornictwie; 20.01.2017.

[5] Trenczek S.: Metoda porównawcza poprawnej oceny poziomu zagrożenia pożarami endogenicznymi w rejonach ścian przewietrzanych z doświeżaniem wylotowego prądu powietrza. Referat wygłoszony na XXII Międzynarodowej Konferencji Naukowo-Technicznej z cyklu Górnicze Zagrożenia Naturalne 2015 nt.: Zagrożenia naturalne w XXI wieku. Szczyrk, 8-10 listopada 2016 (przygotowywany do publikacji w „Przeglądzie Górniczym").

[6] Trenczek S.: Roboty strzałowe jako aktywny inicjał jawny zapłonu metanu. Prace Naukowe GIG Górnictwo i Środowisko. Katowice 2006, ISSN 1643-7608, s. 139-148.

[7] Trenczek S. Study of influence of tremors on combined hazards. Longwall mining operations in co-occurrence of natural hazards. A case study. Journal of Sustainable Mining. Available online 7 June 2016: http://www.sciencedirect.com/science/article /pii/S2300396016300088.

[8] Trenczek S.: Zapalenia i wybuchy metanu w kontekście inicjałów związanych z zagrożeniami technicznymi i naturalnymi. Przegląd Górniczy 2015, Nr 2, s. 87-92.

[9] Zasady prowadzenia ścian w warunkach zagrożenia metanowego. Instrukcja Nr 17 GIG. Katowice – Mikołów, 2004.

# Transformacja polskiej energetyki w kierunku mniej emisyjnej – ewolucja czy rewolucja, skutki dla gospodarki i dla górnictwa

Stanisław Tokarski
*Główny Instytut Górnictwa, Katowice*
*Akademia Górniczo-Hutnicza, Centrum Energetyki, Kraków*

Streszczenie: W artykule przedstawiono główne dylematy rozwoju energetyki polskiej w dwudziestą rocznicę wprowadzenia pierwszej dyrektywy liberalizacyjnej rynku energii elektrycznej w Unii Europejskiej. Sytuacja w energetyce polskiej, opartej o paliwa kopalne, a także proces jej transformacji w kierunku mniej emisyjnej, związana jest niewątpliwie z restrukturyzacją górnictwa węgla kamiennego, a także jego dalszym rozwojem. Z drugiej strony intensywnie rozwija się energetyka odnawialna, instalowane są domowe układy generujące energię elektryczną, wraz z magazynami, rozpoczęła się elektryfikacja transportu publicznego. Inwestycje w nowe, wielkie źródła węglowe są bardzo kosztowne i przy niskich cenach energii stają się nieekonomiczne. Opcja wydłużenia eksploatacji istniejących elektrowni węglowych do czasu zdefiniowania nowych kierunków inwestowania w energetyce wydaje się być dobrą propozycją. Czy teza: „Bezpieczeństwo energetyczne Polski winno być oparte w całości o krajowe zasoby surowców energetycznych, zdolności wytwórczych i dostarczania energii do odbiorców. Aby zapewnić konkurencyjne ceny energii dla gospodarki i odbiorców indywidualnych należy jednak w pełni otworzyć rynek energii dla producentów i użytkowników, w tym na wykorzystanie taniej energii z tworzącego się jednolitego rynku europejskiego" może być podstawą polskiej polityki energetycznej?

SŁOWA KLUCZOWE: Jednolity europejski rynek energii elektrycznej, energetyka niskoemisyjna, inwestycje, energetyka odnawialna i prosumencka

# Transformation of Polish Energy Sector into Lower Emission One – Evolution or Revolution, Impact on Economy and Mining Sector

Abstract: This paper presents the main dilemma of development of Polish energy sector in 20$^{th}$ anniversary of the first liberalisation directive of European Union, creating energy market. Situation in Polish energy sector based on fossil fuels, its transformation into lower emission one is close connected to process of restructuring and further development of mining sector. On the other hand, we are witnessed to development of RES, households installations producing electricity with storages, electrification of public transport. The investments in new, large scale fossil fuel fired power plants are very expensive and not economically proven,

when electricity prices are low. Until the new direction of investment in energy sector will be decided, the option of lasting of operating existing power units seems to be a good proposal. Is the thesis: "The energy security of Poland should be fully based on indigenous sources, generation and distribution assets, delivering electricity to end users. Ensuring competitive energy prices to economy and households, the market should be fully open to producers and consumers, including chip electricity from arising European single market" the right assumption to Polish energy policy?

KEYWORDS: Single European electricity market, low emission generation, investments, RES, prosumers.

## 1.WPROWADZENIE

Obchodzone niedawno ćwierćwiecze wolności i transformacji gospodarki w Polsce od centralnie planowanej do nowoczesnej i rynkowej zbiega się z dwudziestą rocznicą rozpoczęcia procesu liberalizacji europejskiej elektroenergetyki. 19 grudnia 1996 roku przyjęta została przez Parlament Europejski i Radę Dyrektywa 96/92 WE (DZ. Urz. WE L.27 z 30.01.1997, s. 20) [1] dotycząca wspólnych zasad rynku wewnętrznego energii elektrycznej. Po raz pierwszy energia elektryczna stała się towarem, a przestała być dobrem dostępnym każdemu obywatelowi Unii Europejskiej. Rozpoczął się długi i trudny proces tworzenia jednolitego europejskiego rynku energii elektrycznej, którego zakończenie ogłosił nawet w 2014 roku komisarz Gunter Ottinger, ale który w kolejnych latach poddany został surowym próbom ze strony gospodarek państw członkowskich Unii.

W ostatnich 25 latach w Polsce zdarzyło się niemal wszystko, co może wystąpić w procesie rozwoju gospodarczego. Od zachłyśnięcia się samodzielnością rozdrobnionych elektrowni i przedsiębiorstw dystrybuujących energię elektryczną, po konstatację, że małe choć piękne, nie pozwala na odtworzenie starzejących się elektrowni i linii elektroenergetycznych. Wnet pojawiła się potrzeba wtórnej konsolidacji, ale tym razem na warunkach rynkowych. Trend ten nie pozostawał w oderwaniu od konieczności konkurencji z ogromnymi podmiotami europejskimi, bowiem w 1995 roku polski system elektroenergetyczny został połączony z zachodnioeuropejskim. Musieliśmy zmierzyć się z wymaganiami ekologicznymi przyniesionymi wraz z otwarciem się na Europę Zachodnią. Początek lat dwutysięcznych przyniósł kolejne wyzwania w zakresie polityki klimatycznej. Unia Europejska stanęła na czele państw do walki z emisją $CO_2$ do atmosfery, a więc tak naprawdę używania paliw kopalnych do produkcji energii elektrycznej. Wyznaczony w październiku 2014 roku cel ograniczenia emisji $CO_2$ o 40% do 2030 roku, w odniesieniu do poziomu z 1990 roku, dla polskiego systemu energetycznego opartego o węgiel jest wręcz niemożliwy do spełnienia, a dla gospodarki oznacza utratę niezależności energetycznej. Obniżając emisyjność produkcji energii elektrycznej, budując odnawialne źródła, musimy zabiegać o czas konieczny na transformację, mechanizmy kompensacyjne, w tym na budowę czystych źródeł węglowych, aby nie utracić konkurencyjności gospodarki poprzez wysokie ceny energii.

Pierwsza dyrektywa liberalizacyjna z 1996 roku zastąpiona została wkrótce Dyrektywą 2003/54/WE, przyjętą przez Parlament Europejski i Radę w dniu 26 czerwca 2003 roku ( Dz. Urz. UE L 176 z 15.07.2003, s. 37) [2]. Proces budowania jednolitego rynku energii elektrycznej w Europie, jego infrastruktury sieciowej, harmonizacji mechanizmów wsparcia

dla energetyki odnawialnej wciąż jest w fazie początkowej. Od 2004 roku, kiedy Polska stała się członkiem UE, polskie elektrownie spełniają wszystkie wymagania w zakresie ekologii, konkurują na otwartych rynkach energii, a także ograniczają emisję $CO_2$ poprzez budowę nowych źródeł węglowych i odnawialnych. Obecne otoczenie regulacyjne jest jednak trudne dla zapewnienia odpowiednich przychodów dla elektrowni węglowych, które pracują coraz krócej, ustępując miejsca w systemie źródłom wiatrowym. Dodatkowo spadające ceny energii na skutek wysokich dotacji dla źródeł odnawialnych, zwłaszcza na rynku niemieckim, czasem pojawiające się ujemne ceny, zaburzają funkcjonowanie polskiego rynku energii elektrycznej. 10 sierpnia 2015 roku, po raz pierwszy w nowej rzeczywistości gospodarczej, pojawiły się ograniczenia w dostawach energii dla odbiorców. Straty dla gospodarki szacowane są na 7 do 13 tysięcy złotych za każdą niedostarczoną megawatogodzinę energii elektrycznej. Dla zapewnienia stabilności systemu konieczne jest wprowadzenie mechanizmów ekonomicznych, zapewniających utrzymanie wystarczającej mocy w warunkach braku produkcji przez niesterowalne źródła odnawialne. Dojrzałym rozwiązaniem wprowadzonym w 2015 roku w Wielkiej Brytanii jest dwutowarowy rynek energii i mocy i należy założyć, że w warunkach polskich, ale także wielu innych krajów unijnych takie rozwiązanie będzie niezbędne.

To nie jedyne wyzwania stojące przed przedsiębiorstwami energetycznymi. Rozwój technologii sprawia, że coraz szerszą falą nadchodzi energetyka prosumencka. Małe źródła domowe oparte o fotowoltaikę i magazyny energii zmienią wkrótce wymagania klientów dużych elektrowni systemowych. Musimy już dziś zmierzyć się z tymi wyzwaniami i dostrzegać potrzeby przyszłego klienta w roku 2020 plus.

Zmienia się również otoczenie polityczne, co w realiach 2017 roku [5] oznacza wzrost ryzyka dostaw surowców energetycznych, a także wykorzystywanie ich jako elementu szantażu gospodarczego. W Unii Europejskiej trwa dyskusja o przyszły kształcie Wspólnoty po opuszczeniu jej przez Wielką Brytanię. W obszarze energia dyskutowane jest bezpieczeństwo energetyczne całej UE, zawarte w projekcie Unii Energetycznej i mechanizmów zarządzania tą unią. Tak zwany pakiet zimowy [3] zawiera propozycje zmian regulacji w obszarach integracji źródeł odnawialnych w systemach elektroenergetycznych, funkcjonowania rynku, bezpieczeństwa energetycznego i zasad zarządzania unią energetyczną. Najtrudniejszą dla krajowej energetyki propozycją jest ustalenie maksymalnego poziomu emisji $CO_2$ na 1 MWh produkowanej energii elektrycznej w wysokości 550 kg. Dla Polski zagadnieniem strategicznym jest połączenie dyskusji o ograniczeniu emisji $CO_2$ z zagadnieniem bezpieczeństwa energetycznego opartego o zasoby surowcowe zlokalizowane na terytorium UE. Uzyskamy wtedy szanse na korzystną dla polskiej gospodarki transformację energetyki węglowej ku nowej energetyce.

## 2.ZAŁOŻENIA POLITYKI ENERGETYCZNEJ POLSKI

**„Bezpieczeństwo energetyczne Polski winno być oparte w całości o krajowe zasoby surowców energetycznych, zdolności wytwórczych i dostarczania energii do odbiorców. Aby zapewnić konkurencyjne ceny energii dla gospodarki i odbiorców indywidualnych należy jednak w pełni otworzyć rynek energii dla producentów i użytkowników, w tym na wykorzystanie taniej energii z tworzącego się jednolitego rynku europejskiego”.**

Poniżej przedstawiono propozycję działań w dziesięciu obszarach, realizujących powyższą tezę [4]:

1. Przygotowany winien zostać wieloletni plan „Transformacji energetyki w kierunku mniej emisyjnej", w którym pełne bezpieczeństwo energetyczne oparte zostanie o krajowe zasoby węgla, ale który pozwoli pozostać w głównym światowym nurcie przekształceń obszaru energia.

2. Kluczowym czynnikiem sukcesu dla gospodarki są niskie ceny energii i pewność jej dostaw. Dla ich zapewnienia rynek energii elektrycznej powinien być otwarty na korzystanie z taniej energii z państw sąsiednich, przy jednoczesnym zapewnieniu pełnego pokrycia na moc i potrzebną produkcję w przypadku braku dostaw energii z nieciągłych źródeł odnawialnych i importu. Dlatego niezbędne jest wdrożenie krajowego rynku mocy, pokrywającego koszty rezerwowania systemu przez elektrownie węglowe.

3. W perspektywie 2020 roku w Polsce oddanych zostanie do eksploatacji ok 4,5 GW nowych mocy węglowych. Niskie ceny energii, brak źródeł finansowania i ograniczenia regulacyjne nie pozwalają na podjęcie kolejnych decyzji inwestycyjnych. Dodatkowo stoimy przed dylematem co do technologicznych kierunków inwestowania, oraz tempa rozwoju magazynowania energii i energetyki prosumenckiej. Należy podjąć działania zmierzające do wydłużenia czasu eksploatacji istniejących elektrowni węglowych w perspektywie 2035 roku, aby zapewnić możliwość wyboru optymalnych, przyszłych kierunków inwestowania i przywrócić zdolności finansowe koncernów energetycznych.

4. Efektywne użytkowanie energii i wykorzystywanie surowców energetycznych doprowadziło do tzw. zero-energetycznego wzrostu gospodarczego. Trendy te zostaną utrzymane w przyszłości. Zastępowanie źródeł kondensacyjnych kogeneracyjnymi, tam gdzie to możliwe, to kontynuacja trendu wzrostu efektywności wytwarzania, która przyczyni się także do istotnego ograniczenia niskiej emisji w aglomeracjach.

5. Polska rozpoczęła na początku lat 2000 przygotowania do realizacji programu energetyki jądrowej. Powinniśmy zachować gotowość do wprowadzenia energetyki jądrowej w Polsce, ale jej realizacja, z uwagi na wielkość nakładów inwestycyjnych, uzależniona jest od wprowadzenia finansowego mechanizmu różnicowego na wzór brytyjski.

6. Energetyka odnawialna jest już stałym elementem polskiego systemu elektroenergetycznego. Należy przywrócić sygnały inwestycyjne zarówno w obszarze energetyki wiatrowej, jak i biomasowej. Szczególnie biomasa może być polską specjalnością w OZE, która pozostawia największą wartość dodaną w gospodarce krajowej.

7. Promowanie przez Państwo energetyki prosumenckiej i obywatelskiej nie jest sprzeczne z interesami koncernów energetycznych. Wraz z rozwojem technologii fotowoltaicznych pokrycia dachów, okna będą generować energię elektryczną a ściany mogą stać się jej magazynami. Tak projektowane będą przyszłe domy. Nauczenie się przyszłych ról zarówno przez firmy jak i konsumentów jest w interesie obu stron.

8. Zastępowanie przez energię elektryczną innych nośników energii w różnych zastosowaniach w przemyśle i urządzeniach powszechnego użytku spowoduje rewolucję technologiczną w różnych dziedzinach życia. Poszukiwać należy krajowych przewag

konkurencyjnych w ich rozwijaniu, jak np. transport publiczny, urządzenia do produkcji rolnej i ogrodniczej itp.

9. Transgraniczne sieci elektroenergetyczne wzmacniają bezpieczeństwo dostarczenia energii do konsumenta w dowolnym kraju UE. W związku z tym wspierać należy wzrost poziomu połączeń między systemami sąsiadujących państw. Jednak pełne bezpieczeństwo energetyczne kraju zależy od zapewnienia lokalnych źródeł zasilających system.

10. Sieci średnich i niskich napięć wraz z rozwojem energetyki prosumenckiej i generacji nieciągłej ze źródeł odnawialnych muszą zmienić swoją rolę w systemie na tzw. transmisję dwukierunkową oraz bilansowanie lokalne w punktach z nadmiarem lub niedoborem energii. Wymaga to utrzymania strumienia inwestycji w przebudowę sieci na tzw. sieci inteligentne.

Realizacja tych działań zapewnić winna ewolucyjną transformację energetyki, zapewniającą zachowanie konkurencyjnych cen energii dla przemysłu i gospodarstw domowych.

## 3. PROGRAM WYDŁUŻENIA CZASU PRACY BLOKÓW ENERGETYCZNYCH KLASY 200 MW

W polskim systemie elektroenergetycznym zainstalowane są 44 bloki energetyczne klasy 200 MW, opalane węglem kamiennym, o łącznej mocy ponad 10 GW. Niektóre z tych bloków zostały zmodernizowane poprzez zwiększenie ich sprawności i mocy, a także dostosowanie do wymagań środowiskowych dyrektywy IED na dzień 1 stycznia 2016 roku. Oprócz w/w bloków w Zespole Elektrowni PAK funkcjonuje 6 takich jednostek na węgiel brunatny, w tym 2 zmodernizowane, w PGE Elektrowni Turów pracuje 6 jednostek tej klasy również opalanych węglem brunatnym, także zmodernizowanych. Jeden blok 200 MW z wymienionym kotłem węglowym na opalany biomasą pracuje w Elektrowni Połaniec.

Rozważyć należy koncepcję wydłużenia czasu pracy bloków klasy 200 MW do roku 2035-2040 poprzez następujące działania [6]:

A. Bloki klasy 200 MW zostały zmodernizowane do wymagań emisyjnych dyrektywy IED na 1 stycznia 2016 roku. Należy się spodziewać, że w perspektywie 2021 roku konieczna będzie kolejna modernizacja do zaostrzonych wymagań dyrektywy IED (konkluzje BAT). Należy w uzgodnieniu z operatorem systemu (PSE) wydzielić te jednostki, które będą pracować jako szczytowe (do 1500 godzin) i zakontraktować je jako rezerwę strategiczną, pokrywając ich koszty stałe i skorzystać z derogacji umożliwiającej pracę bez dostosowania do nowych norm emisyjnych. Pozostałe jednostki muszą zostać zmodernizowane do nowych wymagań emisyjnych dyrektywy IED i dla zapewnienia ich ekonomicznej pracy w systemie być objęte mechanizmami rynku mocy lub podobnych,

B. Prawie wszystkie bloki klasy 200 MW wyposażone zostały w instalacje do współspalania biomasy. Współspalanie biomasy z węglem do ok. 10% wagowych jest procesem od strony technologicznej opanowanym i nie powodującym istotnych problemów eksploatacyjnych. Dla węgla brunatnego wręcz podnosi sprawność układu. Należy rozważyć, poprzez zmiany regulacyjne, powrót do istotnego

zwiększenia współspalania biomasy w kotłach energetycznych. Ten sposób spalania biomasy jest najtańszym przemysłowym procesem pozwalającym na uniknięcie nadmiernej emisji $CO_2$, a dodatkowo zapewnia produkcję energii odnawialnej,

C. Dla istotnego zwiększenia sprawności jednostek klasy 200 MW, a przez to ograniczenia emisyjności $CO_2$ konieczna jest głęboka modernizacja niektórych jednostek poprzez zwiększenie parametrów ciśnienia i temperatury pary. Rozważyć należy następujące kierunki modernizacji:

   a. budowa duobloków na miejscu istniejących jednostek poprzez głęboką modernizację dwóch kotłów i zabudowę nowej turbiny z nimi współpracującej. Układ taki, np. o mocy 500MW posiada wyższą sprawność, niższą jednostkową emisję $CO_2$ i dodatkowo większą elastyczność. Zakładając, że każdy pojedynczy kocioł posiada minimum techniczne na poziomie 40% swojej mocy znamionowej uzyskuje się sumaryczne minimum duobloku na poziomie 20% mocy znamionowej. Pozwala to na pracę z wykorzystaniem paliwa podstawowego, z obciążeniem 18÷20% mocy znamionowej duobloku, przy jednoczesnym zachowaniu zdolności do szybkiego wzrostu mocy. Ma to znaczenie szczególnie w sytuacjach związanych z dużymi wahaniami zapotrzebowania na energię oraz przy konieczności szybkiego reagowania na zmianę obciążenia w systemie związaną z pracą niestabilnych odnawialnych źródeł energii. Tym samym duobloki węglowe są alternatywą dla bloków gazowych.

   b. układy hybrydowe pozwalające wykorzystać niepełnowartościowe paliwa węglowe, jak np. muły węglowe względnie odpady przemysłowe i komunalne. Poza produktami, uważanymi powszechnie za handlowe (takie jak sortymenty grube, średnie, drobne i miały) kopalnie produkują pewne ilości mułów węglowych. Muły te to produkt o relatywnie niskiej wartości opałowej, wysokiej zawartości popiołu i wilgoci oraz bardzo małej granulacji (1÷0 mm). Rocznie w górnictwie węgla kamiennego wytwarza się ok. 2 mln ton mułów, z których jedynie połowa znajduje zastosowanie w energetyce. Większe wykorzystanie wymaga budowy oddzielnych kotłów. Rozwiązaniem jest wykorzystanie istniejących jednostek 200MW poprzez zabudowę przedpalenisk opartych o zgazowanie mułów. Wtedy do kotła podawany jest gaz, który współspalany jest z węglem. Zwiększa się przez to efektywność układu z uwagi na niski koszt pozyskania mułu. Ponadto zamiast mułu można poddać zgazowaniu odpady komunalne, które z uwagi na przepisy środowiskowe musza być utylizowane i mogą przynieść wartość dodaną energetyce.

   c. przebudowę dwóch, trzech jednostek na bloki wyłącznie biomasowe, Według różnych szacunków biomasa stanowi największy potencjał energii ze źródeł odnawialnych w Polsce, które nie mają charakteru stochastycznego. Jednostki wytwórcze opalane biomasą, mimo, że produkujące energię odnawialną, mają charakter źródeł ciągłych, co jest niezmiernie istotne dla stabilności systemu elektroenergetycznego. Istotne w tym przypadku jest uzyskanie możliwości podniesienie efektywności energetycznej jednostki poprzez przyjęcie odpowiedniego poziomu wsparcia.

   d. modernizacja bloku 200MW w technologii spalania tlenowego z wyprowadzeniem $CO_2$ do np. wspomagania wydobycia gazu lub ropy. Realizacja procesu spalania

w takich warunkach pozwala, dzięki wyeliminowaniu azotu z gazowego substratu, na ograniczenie ilości spalin o ok. 80%, co tym samym prowadzi do skoncentrowania pozostałych składników, głównie $CO_2$, $SO_2$ i $NO_X$. Inne korzyści płynące z takiej technologii przedstawiają się następująco: wyższa sprawność kotła, w efekcie ograniczenia straty wylotowej, możliwość spalania paliw niskokalorycznych, słabo reaktywnych o dużym udziale balastu (wilgoci, popiołu), podwyższone stężenie dwutlenku węgla w spalinach sprzyjające realizacji procesu wychwytu $CO_2$ i jego dalszego wykorzystania.

Każda z opisanych opcji cechuje się określonymi nakładami inwestycyjnymi, kosztami produkcji i poziomem emisji $CO_2$. Należy zestawić te wskaźniki z ich odpowiednikami dla budowanych bloków klasy 1000 MW celem przyjęcia optymalnego planu działania, wykorzystującego koncepcję wydłużenia czasu pracy bloków klasy 200MW zamiast budowy nowych jednostek. Koncepcja ta może powinna być użyta dla celów przygotowania Krajowego Planu Energii i Klimatu, który musi być sporządzony przez kraje członkowskie UE zgodnie z wymogami określonymi w „zarządzaniu unią energetyczną".

### *3.1 Koszty programu*

Przyjmując, że obecnie w systemie eksploatowane są 44 jednostki wytwórcze o mocy 200MW oparte o spalanie węgla kamiennego poniżej przedstawiono szacunkowe zestawienie kosztów inwestycyjnych, które należałoby ponieść w programie.

Biorąc pod uwagę przyjęte koszty niewielkiej modernizacji 10 bloków, które należy pozostawić w systemie jako rezerwę strategiczną mocy operatora; dostosowanie techniczne 25 bloków do wymagań konkluzji BAT i włączenie do eksploatacji współspalania jako stałego elementu układu; przebudowę 2 bloków na układy w pełni zasilane biomasą; przebudowę 4 bloków na duobloki, co wiąże się z podniesieniem sprawności ogólnej oraz wynikowej mocy; przebudowę 2 bloków na bloki hybrydowe ze zgazowaniem mułu lub odpadów komunalnych (SRF) przed kotłem; oraz budowę 1 bloku typu oksyspalanie uzyskuje się w rezultacie wynik 8850 mln zł. Pozwoli to na utrzymanie10000MW w systemie co najmniej do roku 2035.

*Tabela 1. Prognozowane nakłady inwestycyjne na realizację programu*

*Table 1. Estimated CAPEX on the realization of the program*

| Lp. | **Działanie** | **Ilość** | **Razem mocy** | **Prognozowane nakłady inwestycyjne, mln zł** |
|---|---|---|---|---|
| 1. | **Pozostawienie w systemie strategicznej rezerwy mocy** | 10 | 2300 | 10x20= 200 |
| 2. | **Dostosowanie do konkluzji BAT ze współspalaniem względnie rozbudowana kogeneracja** | 25 | 5700 | 25x90= 2250 |
| 3. | **Przebudowa na bloki 100% biomasowe** | 2 | 1000 | 2x1000=2000 |

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| 4. | **Przebudowa na duobloki** | 4 | 1000 | 2x1000=2000 |
| 5. | **Przebudowa na bloki hybrydowe** | 2 | 400 | 2x800= 1600 |
| 6. | **Budowa bloku typu oksyspalanie** | 1 | 200 | 1x800= 800 |
| | Razem | | 10600 | 8850 |

### *3.2 Scenariusz alternatywny.*

Aktualnie obowiązujące plany eksploatacji bloków klasy 200 MW zakładają ich etapowe odstawienie z ruchu w latach 2025-2035. Aby zastąpić około 11 GW mocy należałoby wybudować, oprócz realizowanych dziś inwestycji, jeszcze 6 GW nowych jednostek węglowych. Na marginesie należy wspomnieć, że realizacja nowego bloku w zakresie od pomysłu do realizacji to raczej 12 niż 8 lat, a więc zaczynając już dziś, nie jest możliwe zrealizowanie nowych projektów przed 2030 rokiem. W scenariuszu alternatywnym zakładamy więc zastępowanie odstawianych mocy nowymi, oddawanymi sukcesywnie w latach 2025–2035. Koszt programu alternatywnego wynosi po stronie nakładów inwestycyjnych iloczyn 6000 MW i 6 mln PLN za 1 MW, czyli 36 mld PLN. Nowe bloki energetyczne projektowane są na okres 30 lat, a więc ich eksploatacja teoretycznie możliwa będzie na okres 2055-2065. Niemniej przewidywanie miksu energetycznego po 2050 roku należy uznać za wysoce ryzykowne i niepewne. EU Energy Roadmap 2050 [7] zakłada, że emisyjność wytwarzania energii w tym roku wyniesie mniej niż 10% całego wolumenu. Założyć więc należy, że nowe moce wykorzystywane będą do pracy w rynku energii do 2050 roku i efektywność inwestycyjna, a także wpływ na poziom cen energii elektrycznej powinien uwzględniać taki horyzont czasowy.

Porównując zatem nakłady inwestycyjne na realizację Programu wydłużenia eksploatacji bloków 200 MW ze scenariuszem alternatywnym, różnica wynosi ok. 21 mld PLN na korzyść scenariusza wydłużenia. Dodatkowo nakłady inwestycyjne przełożą się na koszt jednostkowy wyprodukowanej i sprzedanej energii elektrycznej w postaci amortyzacji. Zakładając, że nowe bloki będą pracować przez ok. 5 tys. godz. rocznie przez 20 lat, wyprodukują wówczas ok. 600 TWh energii elektrycznej. Amortyzując liniowo różnicowe nakłady inwestycyjne, wpływ na jednostkowy koszt wyprodukowania 1 MWh energii elektrycznej wyniesie ok. 35 PLN na korzyść scenariusza wydłużenia.

### *3.3 Korzyści z realizacji Programu*

Realizacja Programu wydłużenia czasu pracy jednostek klasy 200 MW na okres do 2035-2045 roku może przynieść korzyści wszystkim uczestnikom rynku, a przede wszystkim zapewnić nieprzerwane dostawy energii dla odbiorców. Korzyści dla firm energetycznych, operatora systemu przesyłowego i odbiorców to:

1. Oszczędność w nakładach inwestycyjnych, koniecznych do poniesienia w trybie niezwłocznym w wysokości ok. 21 mld. Ograniczenie wpływy na wzrost cen energii po roku 2025 o ok. 35 PLN na 1 MWh energii elektrycznej,
2. Stabilizacja decyzyjna co do okresu eksploatacji niezbędnych dla operatora systemu przesyłowego bloków klasy 200 MW,
3. Zapewnienie przychodów pokrywających koszty stałe jednostek rezerwujących system, najpierw z mechanizmów mocowych takich jak operacyjna rezerwa mocy (ORM), a później z płatności za moc uzyskanej z rynku mocy,
4. Uzyskanie czasu na decyzje co do kierunków inwestowania w nowe moce,
5. Utrzymanie wystarczających mocy w systemie dla pokrycia zapotrzebowania w bezwietrzne noce, po odliczeniu możliwego DSR i magazynów energii,
6. Racjonalne decyzje co do zakresu niezbędnych modernizacji i wysokości nakładów,
7. Podjęcie właściwych decyzji inwestycyjnych w przyszłe technologie wytwórcze, w tym zdefiniowanie roli klastrów energetycznych i prosumentów,
8. Odzyskanie zdolności finansowych przez firmy energetyczne

**Przesunięcie w czasie i właściwy wybór kierunków inwestowania w nowe źródła energii, z zachowaniem bezpieczeństwa energetycznego, a także nabyciem zdolności finansowania nowych projektów prze grupy energetyczne, wydaje się stanowić dobrą alternatywę dla dzisiejszych dylematów energetyki na rozdrożach.**

## 4.PODSUMOWANIE

Energetyka na świecie, a więc i w Polsce jest w stanie przyspieszonej transformacji, spowodowanej głównie gwałtownym wzrostem generacji opartej o rozproszone źródła odnawialne. Trend ten jest wspierany politycznie i finansowo przez coraz większą ilość państw, co miało swój wydźwięk w konkluzjach ze szczytów klimatycznych w Paryżu i Marakeszu. Ostatnie zapowiedzi administracji amerykańskiej o wycofaniu się USA z polityki klimatycznej zdają się nie mieć potwierdzenia w twardych działaniach biznesowych firm amerykańskich czerpiących korzyści z nowej energetyki. Polska energetyka rozdarta jest pomiędzy swym naturalnym bogactwem jakim jest dostępność do węgla, a wezwaniem nowoczesności, przed którym nie ma odwrotu, a podążanie za którym jest warunkiem zachowania konkurencyjności cen energii i gospodarki. Sformułować można następujące wnioski końcowe:

1. Bezpieczeństwo polskiego systemu elektroenergetycznego w perspektywie roku 2030-2040 oparte będzie o węgiel, własne zdolności wytwórcze i przesyłowe.
2. Ilość energii produkowanej z węgla będzie jednak systematycznie zmniejszać się i ustępować będzie miejsca generacji rozproszonej, w tym odnawialnej i prosumenckiej, a także zjawisku magazynowania energii.

3. Należy zsynchronizować program restrukturyzacji i rozwoju górnictwa węgla kamiennego i brunatnego z tempem przechodzenia na inne źródła energii, tak aby zapewnić realną podaż węgla dla celów energetycznych, a jednocześnie uzyskać środki pomocowe i notyfikować je na zgodną z polską racją stanu transformację krajowego sektora paliw i energii na mniej emisyjny (perspektywa 2030-2040).
4. Dla zapewnienia konkurencyjnych cen energii elektrycznej konieczne jest otwarcie polskiego rynku na jednolity europejski rynek energii elektrycznej i czerpanie z jego zasobów taniej energii.
5. Elektryfikacja transportu publicznego, ogrzewania domów, z zapewnieniem dofinansowania do poziomów ciepła sieciowego, rynku narzędzi rolniczych i ogrodniczych może być szansą rozwojową dla krajowego przemysłu, a jednocześnie ułatwić trudny proces transformacji górnictwa i energetyki ku mniej emisyjnej.

## 5.LITERATURA


[1] Dyrektywa 96/92 WE ( DZ. Urz. WE L.27 z 30.01.1997, s.20)
[2] Dyrektywą 2003/54/WE, przyjętą przez Parlament Europejski i Radę w dniu 26 czerwca 2003 roku ( Dz. Urz. UE L 176 z 15.07.2003, s.37)
[3] Pakiet zimowy Komisji Europejskiej, www.ec.europa.eu
[4] TGPE, 2016: Mapa drogowa działań Rządu na lata 2016-2020 w zakresie wytwarzania energii elektrycznej zapewniających bezpieczeństwo dostarczania energii
[5] Birol Fatih, 2017: World Energy Outlook 2016, www.iea.org,
[6] Nowak W, Ściążko M, Tokarski S, 2016: W od(budowie). Odbudowa mocy polskiego systemu elektroenergetycznego - dylematy inwestycyjne. Energetyka cieplna i zawodowa 8/2016, str.36-39,
[7] Energy roadmap 2050, https://ec.europa.eu.



# RESYS

## Bezprzewodowa łączność ratownicza z możliwością stosowania jako łączność na ścianie w wyrobiskach zagrożonych wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego

2rhp
PROFIL-MET GROUP

GÓRNICZY SUKCES ROKU 2016

Projekt zrealizowany w ramach strategicznego projektu badawczego pt.: Poprawa bezpieczeństwa pracy w kopalniach.

Projekt sfinansowany z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju

# Informacje ogólne

2RHP sp. z o.o. została powołana do komercjalizacji systemu bezprzewodowej komunikacji **RESYS**.



**RESYS** jest rozwiązaniem autorskim zrealizowanym w ścisłej współpracy z jednostkami naukowymi: Akademią Górniczo-Hutniczą (liderem konsorcjum) oraz Głównym Instytutem Górnictwa i Instytutem Łączności w Warszawie.

Strona funkcjonalna projektu zrealizowana była pod nadzorem Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego – również członka konsorcjum. Jakość techniczną projektu zapewnili wykonawcy angażując wysoko specjalizowaną kadrę inżynierów z kompetencjami w elektronice, transmisji radiowej, informatyce oraz mechanice.




2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Opis systemu

Bezprzewodowy system łączności ratowniczej jest pierwszym autonomicznym, mobilnym systemem z komunikacją „full duplex", działającym na częstotliwości najbardziej wskazanej dla górnictwa głębinowego. Nasze własne badania w zakresie rozchodzenia się fal w chodnikach kopalni węgla kamiennego doprowadziły nas do wyboru dla dalszych prac częstotliwości pomiędzy 800–900 MHz

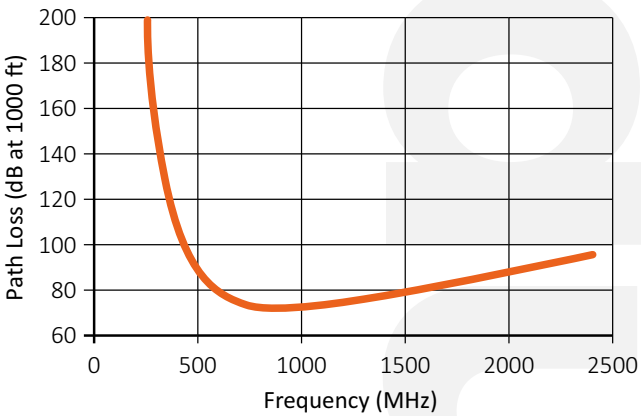
Doświadczenia z naszych testów znalazły potwierdzenie w uznanych publikacjach branżowych.

W latach 70-tych ubiegłego wieku US Bureau of Mines sponsorowało badania dotyczące propagacji fal radiowych.

Jeden z programów badawczych dotyczył propagacji pasma UHF (300–3000 MHz) w chodnikach kopalni o szerokości 14 stóp (4,3 m) i wysokości 7 stóp (2,1 m).

Na wykresie przedstawiono zależność między częstotliwością fal radiowych w zakresie od 300 do 2400 MHz a tłumieniem na dystansie 1000 stóp (ok. 300 m).

Najniższym tłumieniem charakteryzowały się fale o częstotliwości 800–1000MHz.




Charakterystyka rozchodzenia się fal radiowych w chodnikach kopalni węglowej.



**2rhp Sp. z o.o.** ul. Chorzowska 37 41-709 Ruda Śląska email: biuro@2rhp.pl www.2rhp.pl

# Podstawowe informacje o RESYS

- Ciągła, dwukierunkowa (full duplex) transmisja głosu pomiędzy członkami zastępu ratunkowego lub brygady (bez udziału urządzenia pośredniczącego, o ile pozostają w bezpośrednim zasięgu radiowym,lub poprzez sieć mobilnych repeaterów, o ile nie znajdują się w bezpośrednim zasięgu radiowym)
- Stała łączność pomiędzy członkami zastępu ratunkowego/brygady (lub tylko zastępowym/przodowym) a bazą/dyspozytorem, oddaloną od zastępu/brygady poprzez sieć mobilnych reapeterów tworzonej ad hoc
- Możliwość łączenia repeaterów przewodem światłowodowym za pomocą mediakonwertera
- Możliwość połączeń dwukierunkowych pomiędzy zastępami/brygadami
- Praca w warunkach hałasu z możliwością odsłuchu otoczenia
- Zasilanie akumulatorowe przez okres ok 12h, z możliwością wymiany akumulatorów w strefie zagrożenia wybuchem
- Przesyłanie i odtwarzanie głosowych SMS
- Lokalizacja użytkownika w oparciu o sygnały radiowe najbliższych repeaterów oraz wskazywanie drogi powrotu (sygnalizacja światło i dźwięk)
- Transmisja informacji: o funkcjach życiowych, danych z urządzeń (np. stany akumulatorów) oraz alarmowych (przekroczenie dopuszczalnego tętna, bezruch – utrata przytomności)
- Przesyłanie, odtwarzanie i rejestrowanie danych z sieci w bazie/dyspozytorni (stan sieci, lokalizacja, alarmy)
- Dane użytkowników, schematy chodników aktualizowane w bazie, możliwość tworzenia schematów w przypadku ich braku, oznaczanie miejsca pozostawienia repeatera na schematach
- Rejestrowanie głosu podczas akcji ratowniczej (na poziomie ratownika, w bazie, sztabie)
- Przesyłanie on line danych z bazy do sztabu (światłowód)

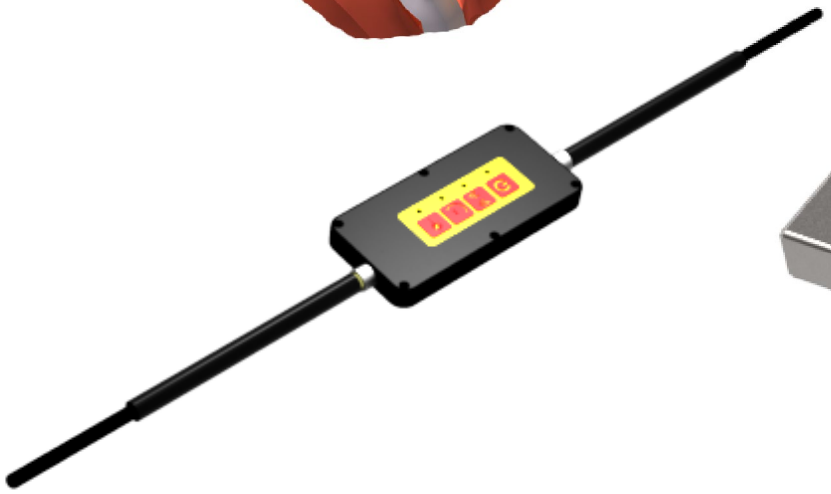
2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Elementy składowe systemu

- Komunikator
- Repeater
- Baza
- Mediakonwerter
- Aplikacja PC









2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Komunikator osobisty

- Obudowa – ochronnik słuchu o wysokiej tłumienności, nowoczesny design, ergonomia, komfort użytkowania, waga 650 g wraz z akumulatorem, czas działania w trybie pracy ciągłej 12 h
- Aktywowanie jednym przyciskiem, automatyczne logowanie do sieci
- Komunikacja full duplex (dwukierunkowa jednocześnie)
- Wersja z mikrofonem na pałąku lub do pracy w maskach z bezprzewodowym
- Wysoka jakość dźwięku
- Odszumianie hałasów z zewnątrz, a w przypadku maski również generowanych w masce (oddech)
- Możliwość odsłuchu otoczenia – mikrofony odsłuchowe
- Akumulator wymienny w strefie zagrożenia wybuchem kat. MI
- Regulacja głośności i wzmocnienia mikrofonów



2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Repeater



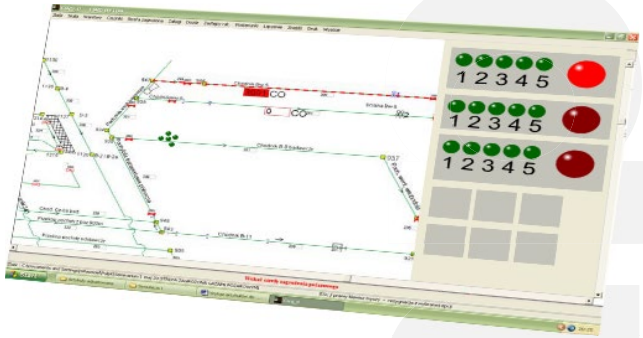
- Wysoka mobilność – lekka i funkcjonalna obudowa, waga 440 g z baterią, czas działania 15–20 h w trybie ciągłym
- Łatwość tworzenia sieci ad hoc - prosta obsługa wspomagana komendami głosowymi, odtwarzanymi w komunikatorach
- Transmisja dwukierunkowa i dwutorowa (radio i światłowód)
- Niewielkie opóźnienia generowane na repeaterach dla sieci radiowej
- Lokalizacja ratowników względem repeaterów
- Wymienny akumulator w strefie zagrożenia wybuchem kat. MI
- Średnia odległość uzyskana w testach w warunkach rzeczywistych to 140 m

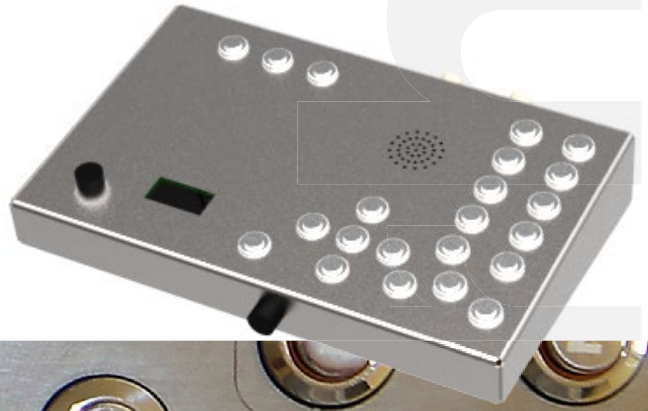



2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Baza

- Komunikacja full duplex z pięcioma zastępami oraz kierownikiem akcji i sztabem na powierzchni
- Aplikacje śledzące on line parametry urządzeń wykorzystywanych w akcji: komunikatorów, repeaterów, urządzeń zewnętrznych (śledzących funkcje życiowe)
- Pozwalające na rysowanie schematów chodników oraz nanoszenie infrastruktury systemu np. położenie repeaterów
- Możliwość użycia wcześniej przygotowanych schematów chodników
- Wysyłanie głosowych SMS'ów odtwarzanych jednocześnie we wszystkich komunikatorach (np. Komenda „Wycofać się”)
- Nagrywanie audio oraz danych o przebiegu akcji (parametry sieci, urządzeń, alarmy, wysyłane SMS'y)
- Komunikacja z powierzchnią poprzez światłowodową sieć kopalni



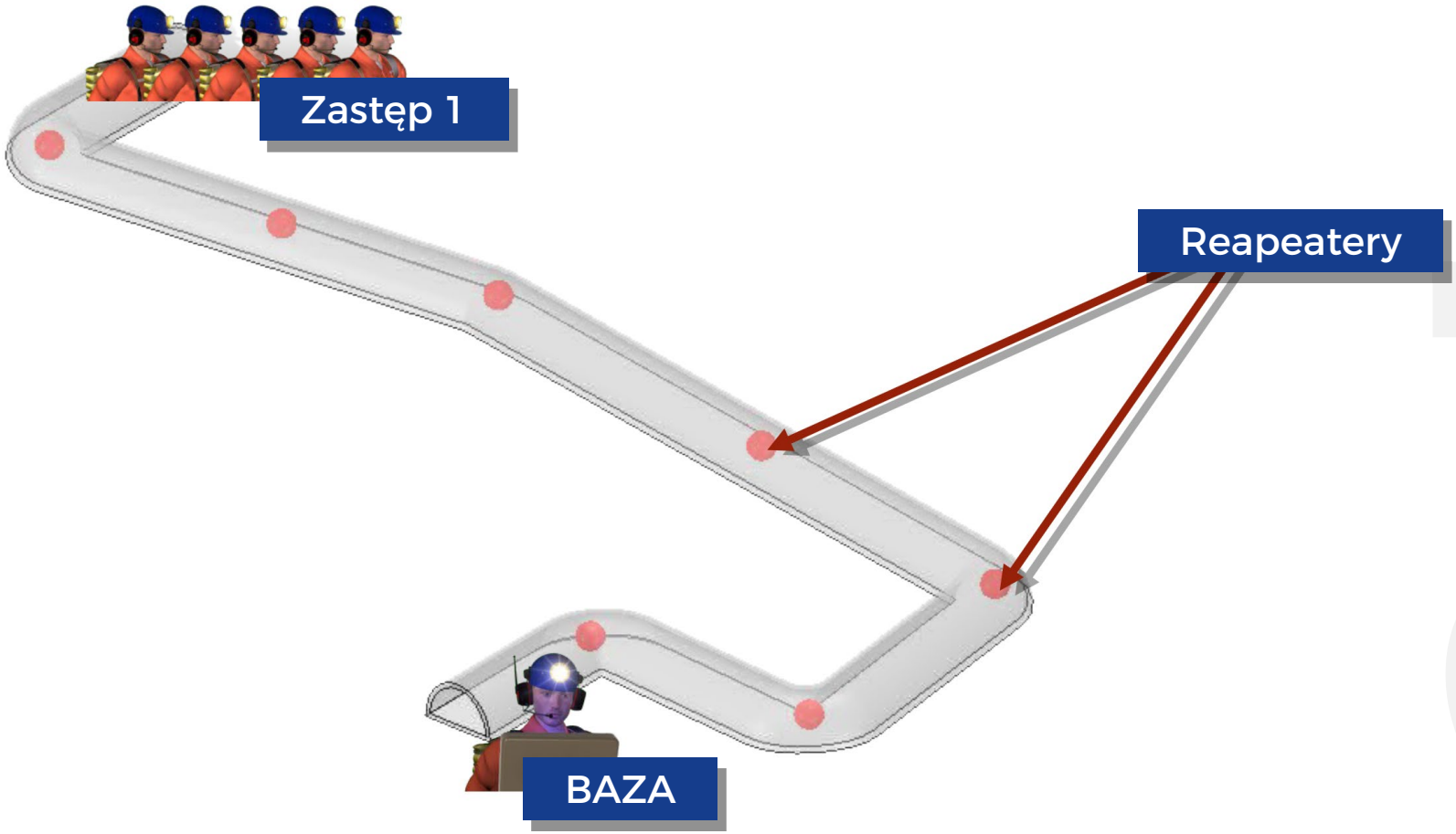






2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Schemat rozkładu „Repeaterów”

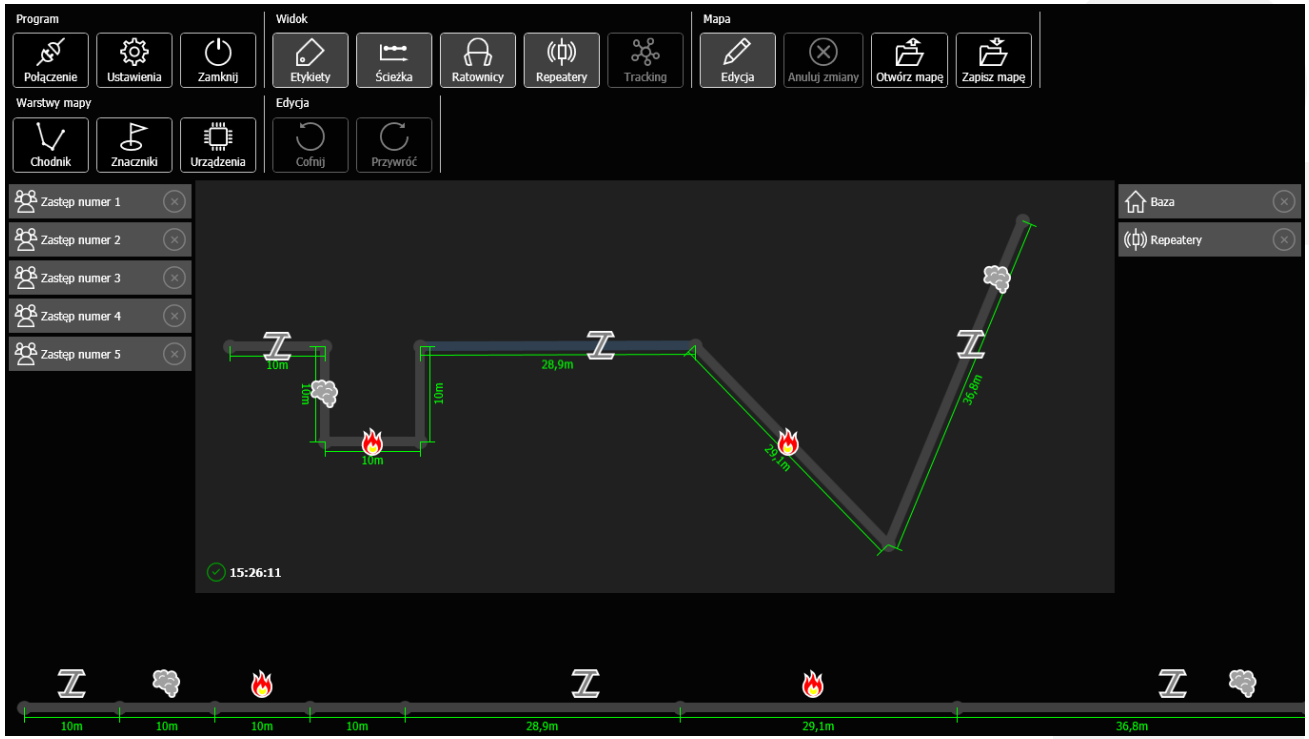
Przykładowy rysunek schematu chodnika z naniesionymi repeaterami.




2rhp
PROFIL-MET GROUP

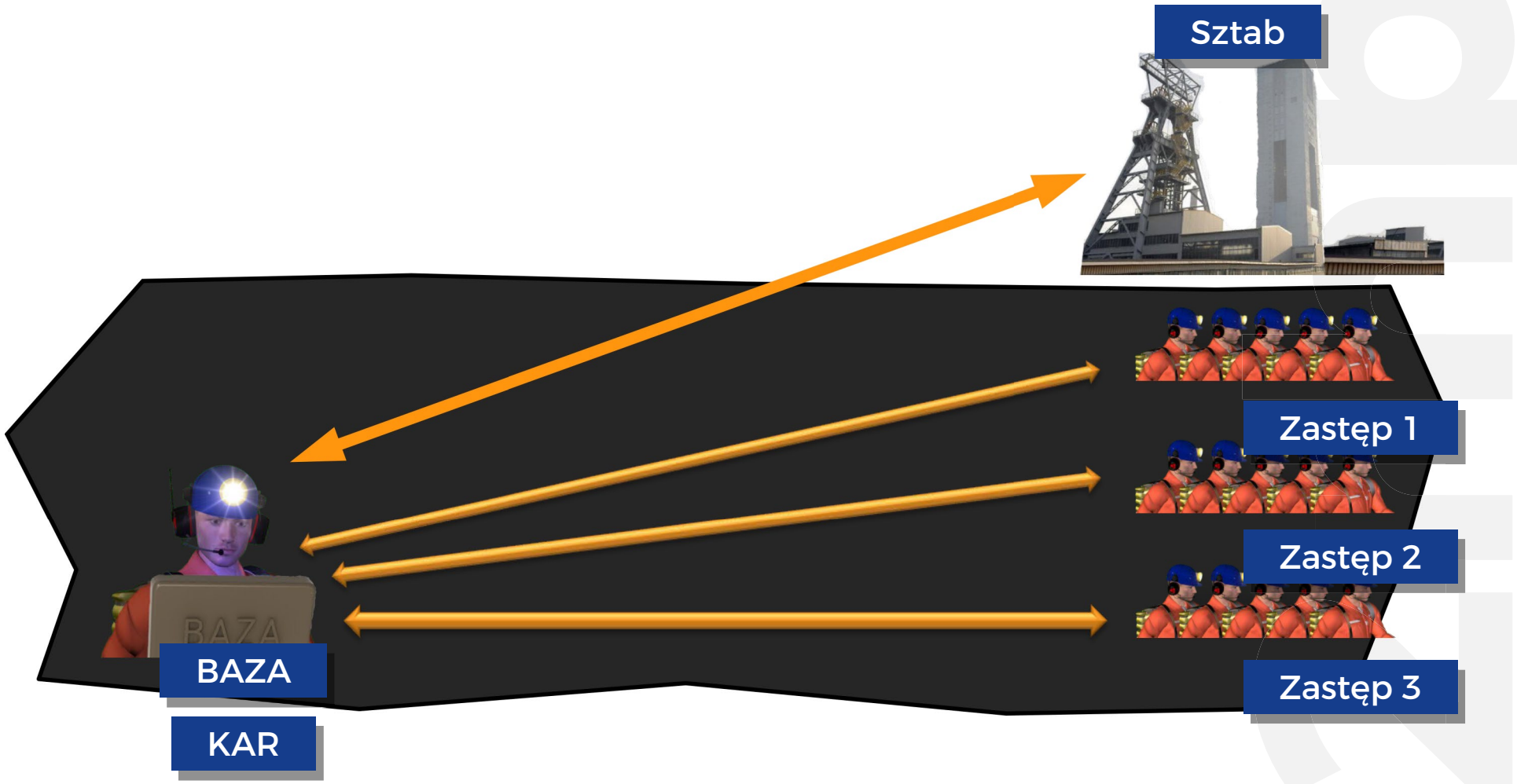
# Aplikacja dla RESYS

- Graficzna prezentacja danych: lokalizacji użytkowników w chodniku, ich funkcji życiowych, stan naładowania akumulatorów w urządzeniach sieci, odczyt z innych urządzeń
- W zależności od infrastruktury możliwość śledzenia akcji pod ziemią on line lub przesyłania transmisji audio z bazy do sztabu na powierzchni
- Rejestracja przebiegu akcji
- W zastosowaniu innym niż ratownictwo, np. dla pracy na ścianie wykonana indywidualnie wg potrzeb klienta




2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Model łączności ratowniczej



# Model łączności w zastępie



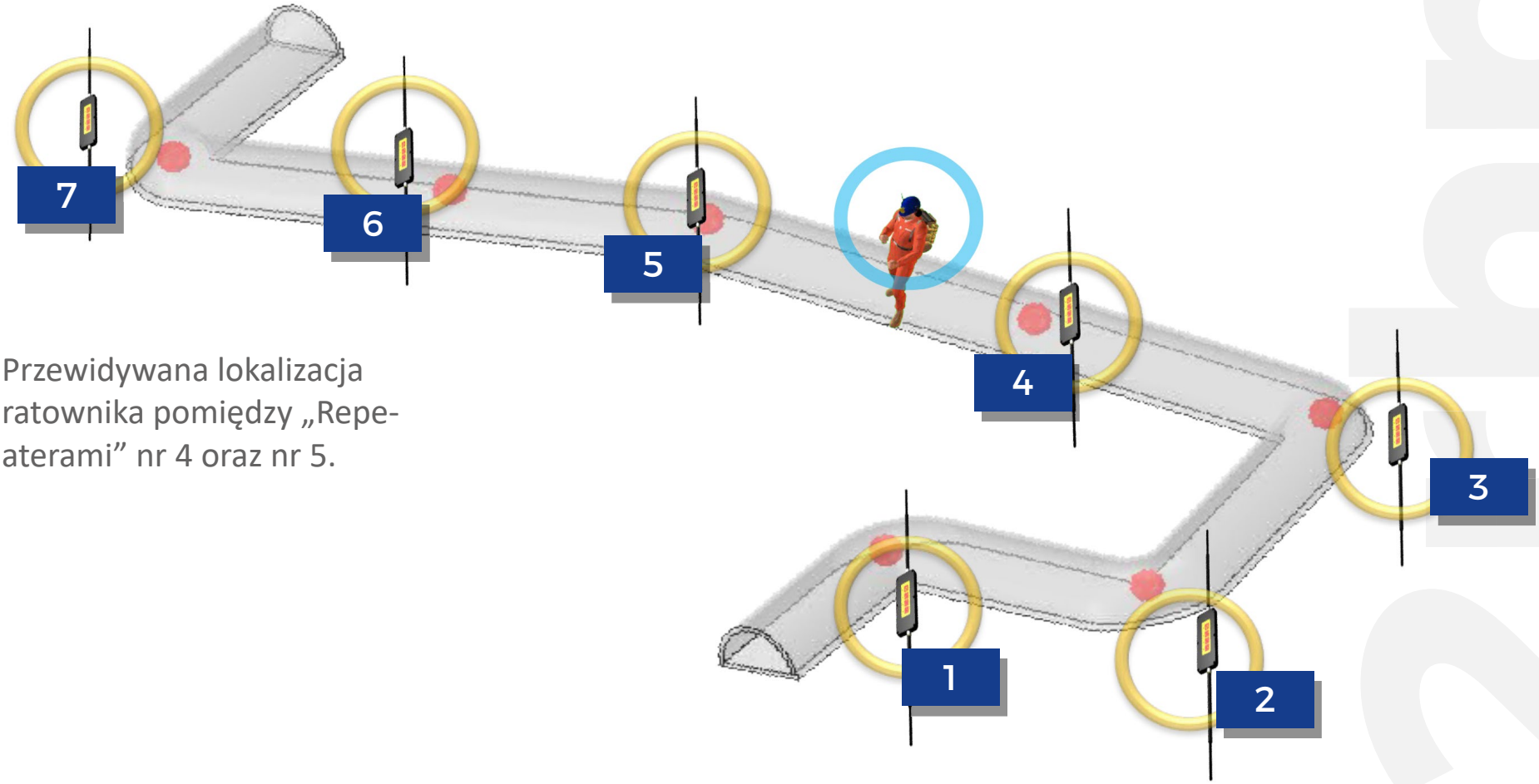
# Elementy bezpieczeństwa systemu

- Stała komunikacja full duplex (nie ma problemu nadawania i odbierania strumienia audio)
- Obudowa w formie ochronnika słuchu – izolowanie od hałasów np. wentylatorów, maszyn, a jednocześnie możliwość odsłuchu otoczenia za pomocą mikrofonów odsłuchowych
- Wysoka jakość dźwięku i systemy odszumiania – zrozumiałość mowy, łatwiejsza koordynacja akcji
- Lokalizacja
- Informacje o funkcjach życiowych (czujnik bezruchu, pulsometr)
- Wyznaczanie drogi wycofywania się
- SMS'y głosowe – natychmiastowe odtworzenie komunikatu głosowego we wszystkich komunikatorach

2rhp

2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Przykład lokalizacji w chodniku

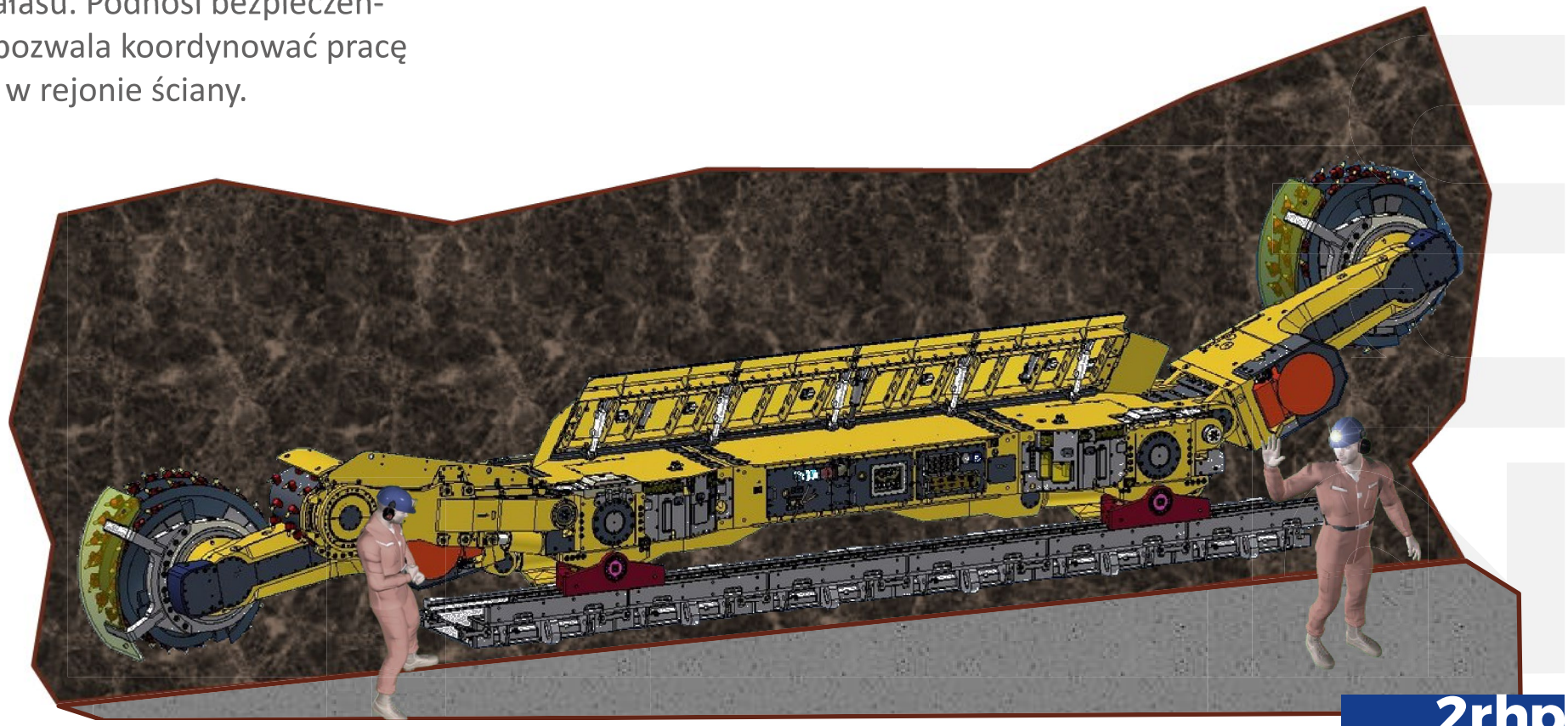



Przewidywana lokalizacja ratownika pomiędzy „Repe-aterami” nr 4 oraz nr 5.

2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Wykorzystanie systemu do pracy na ścianie – koordynacja pracy w warunkach hałasu w strefie MI

System zapewnia doskonałą łączność pomiędzy górnikami w warunkach hałasu. Podnosi bezpieczeństwo i pozwala koordynować pracę brygad w rejonie ściany.

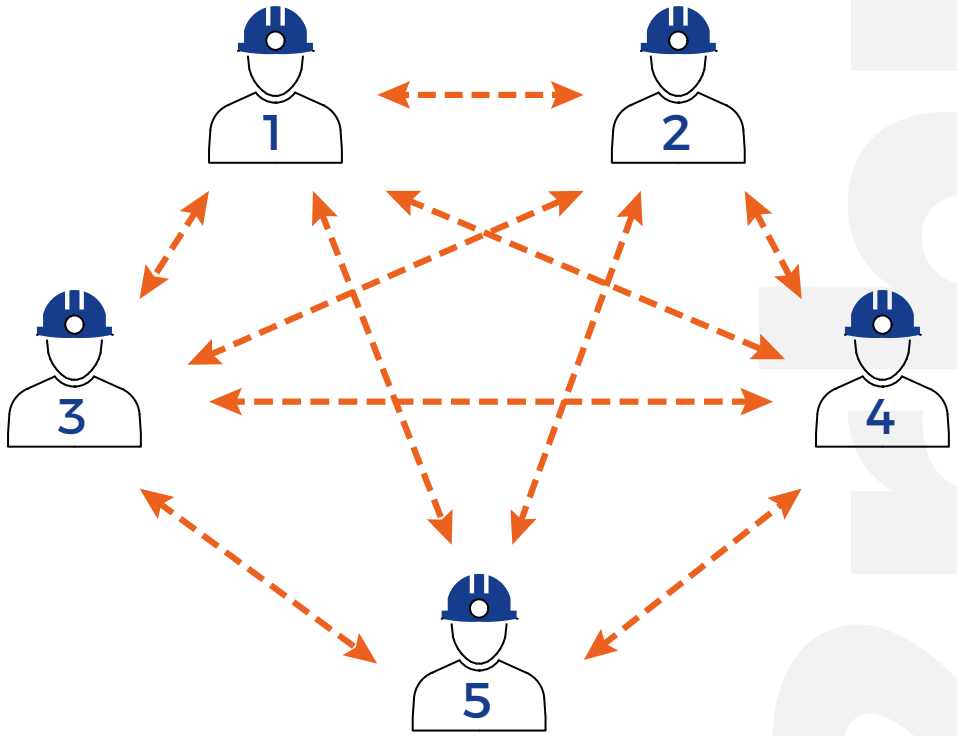


2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Modele komunikacji przy eksploatacji kopalin

System daje bardzo szerokie możliwości kształtowania modeli komunikacji pomiędzy użytkownikami. Komunikacja może odbywać się bezpośrednio pomiędzy użytkownikami lub za pośrednictwem sieci szkieletowej. Komunikacja bezpośrednia jest możliwa dla wszystkich użytkowników, będących we wzajemnym zasięgu radiowym (każdy z każdym), co dla przykładowo 5 użytkowników (może być więcej) prezentuje rysunek nr 1.

Rys. 1. Możliwości połączeń głosowych w grupie użytkowników

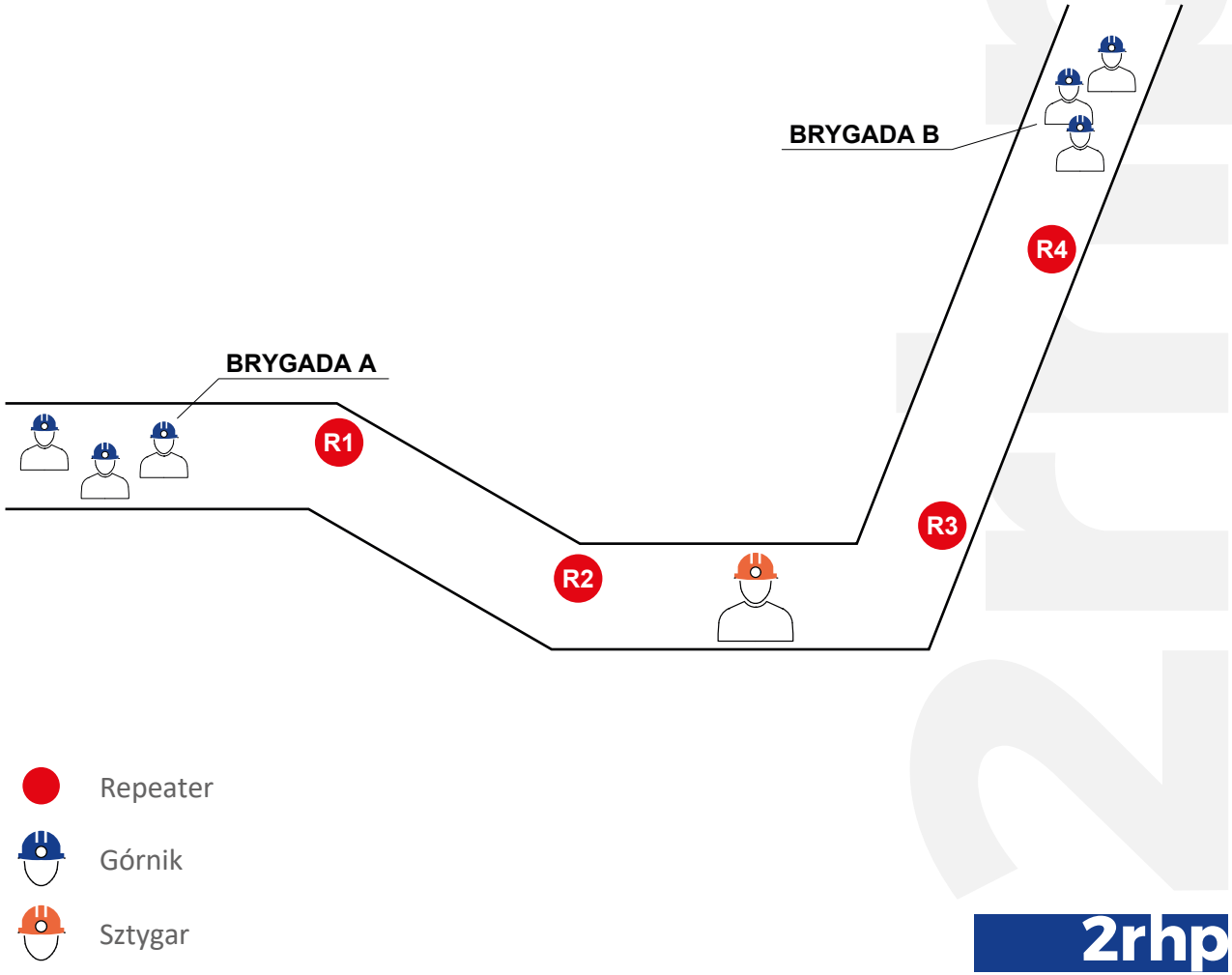



2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Modele komunikacji przy eksploatacji kopalin

Jeżeli użytkownicy nie są w bezpośrednim zasięgu, to komunikacja odbywa się poprzez sieć szkieletową. Na rysunku nr 2 prezentowana jest sytuacja, gdy Brygada A znajduje się względem Brygady B w odległości większej niż bezpośredni zasięg radiowy. Pomiędzy brygadami znajduje się Sztygar, również nie będący w bezpośrednim zasięgu brygady A i B. Dzięki sieci nadal skontaktować może się każdy członek brygady A zarówno z członkami swojej brygady jak i z każdym z członków brygady B i odwrotnie. Połączy się również ze Sztygarem, a ten z każdym członkiem Brygady A i B.

Rys. 2. Widok chodnika z góry

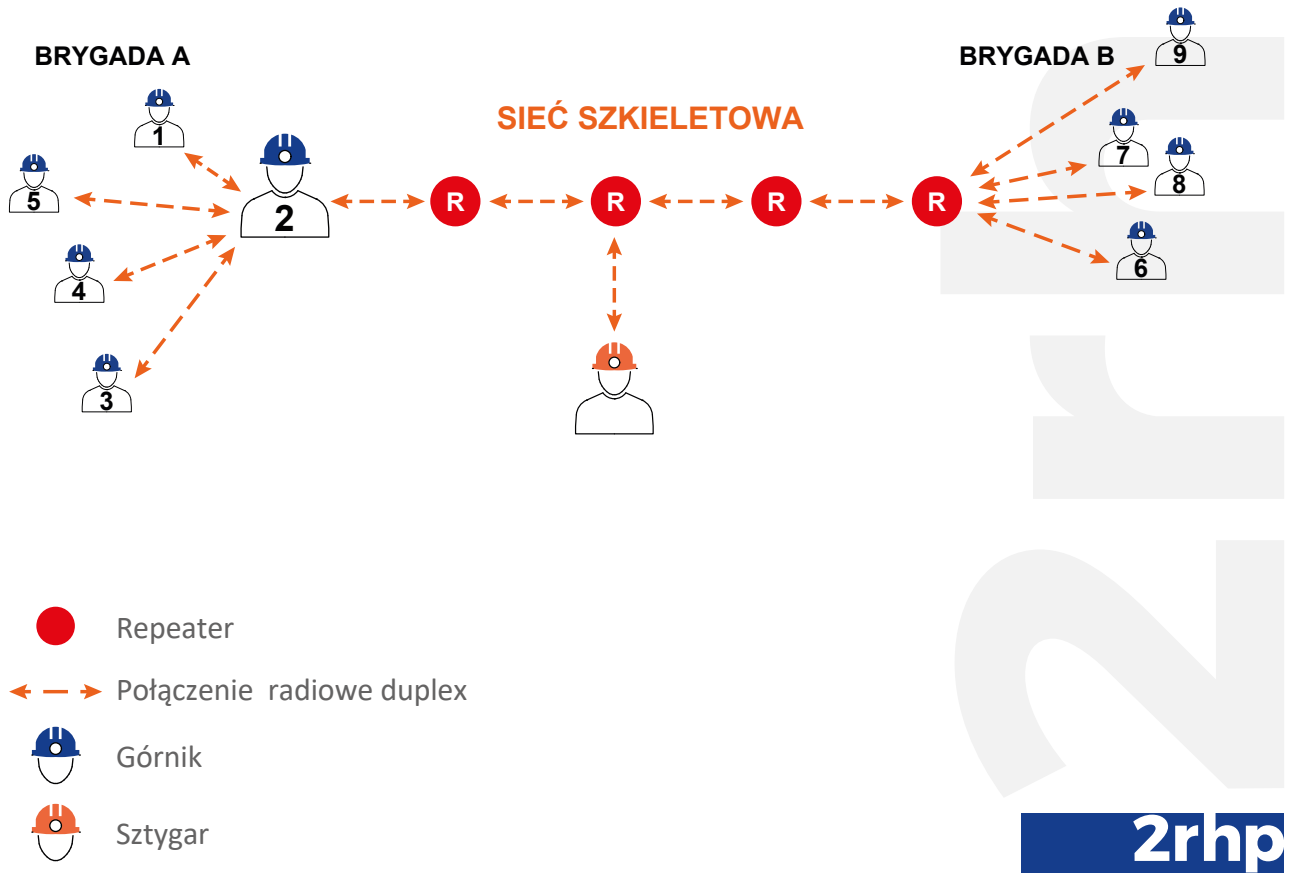


# Modele komunikacji przy eksploatacji kopalin

Rysunek nr 3 pokazuje jakie możliwości połączenia ma jeden z członków Brygady A. Zaznaczyć trzeba, że takie same możliwości ma każdy członek brygady zarówno A jak i B oraz Sztygar. Takich użytkowników wzdłuż sieci szkieletowej może być więcej i z każdym z nich każdy może się połączyć.

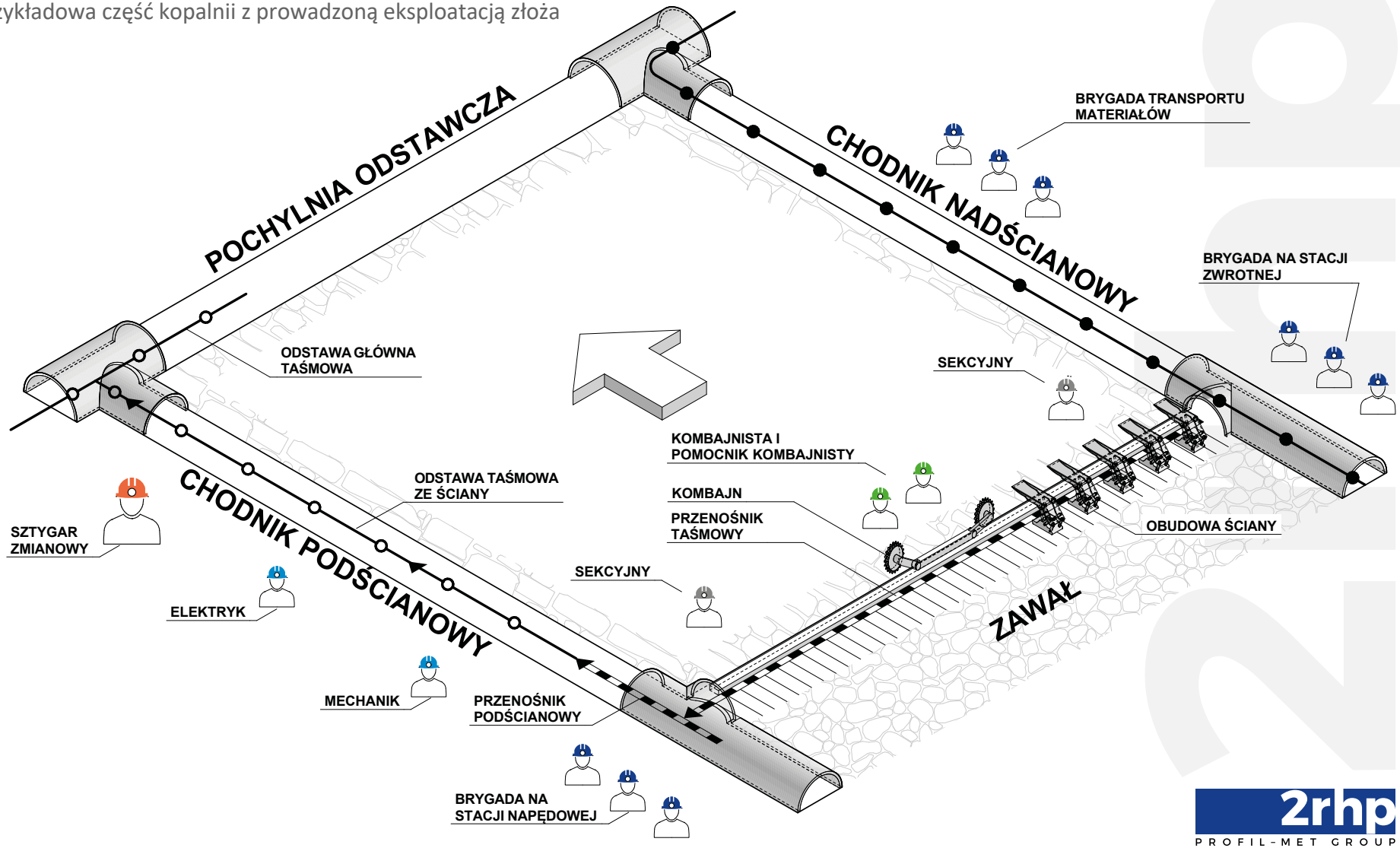
Komunikacja pomiędzy użytkownikami może być skonfigurowana pod wymagania klienta, czyli np. ograniczać możliwości połączeń dla użytkowników ze względu na znaczenie przekazywanych informacji (informacyjne, czy alarmowe) czy też inne kryterium.

Rys. 3. Możliwości połączeń głosowych dla górnika nr 2 z Brygady A poprzez sieć szkieletową



# Modele komunikacji przy eksploatacji kopalin

Rys. 4. Przykładowa część kopalnii z prowadzoną eksploatacją złoża



# Modele komunikacji przy eksploatacji kopalin

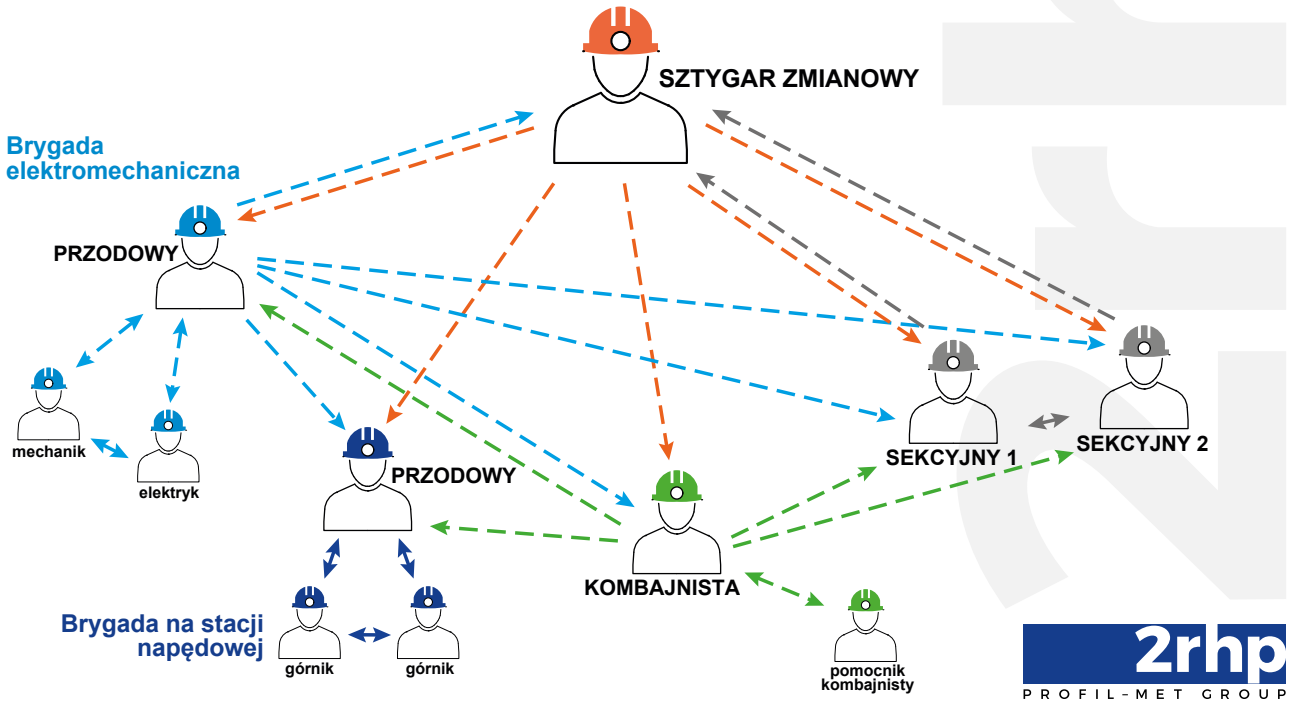
Na rysunku nr 4 przedstawiono przykładowo część kopalni węgla kamiennego, gdzie odbywa się eksploatacja. W chodnikach pracują górnicy, w większości zorganizowani w brygady. Model łączności może wyglądać jak na schemacie nr 5.

Jak wynika ze schematu nr 5 Sztygar Zmianowy ma możliwość połączenia się z przodowymi poszczególnych brygad, kombajnista i sekcyjnymi. Przodowy Brygady Elektro-mechanicznej może łączyć się ze Sztygarem Zmianowym, przodowymi innych brygad, kombajnista i sekcyjnymi. Pracownicy jego brygady są skomunikowani pomiędzy sobą i z przodowym. Kombajnista może połączyć się ze Sztygarem, przodowymi, sekcyjnymi. Pomocnik kombajnisty łączy się tylko z kombajnistą i sekcyjnymi.

System oferuje również możliwość na wypadek zaistnienia poważnego zagrożenia: każdy z użytkowników może przekazać informację do pozostałych użytkowników bez względu na ograniczenia w połączeniach.

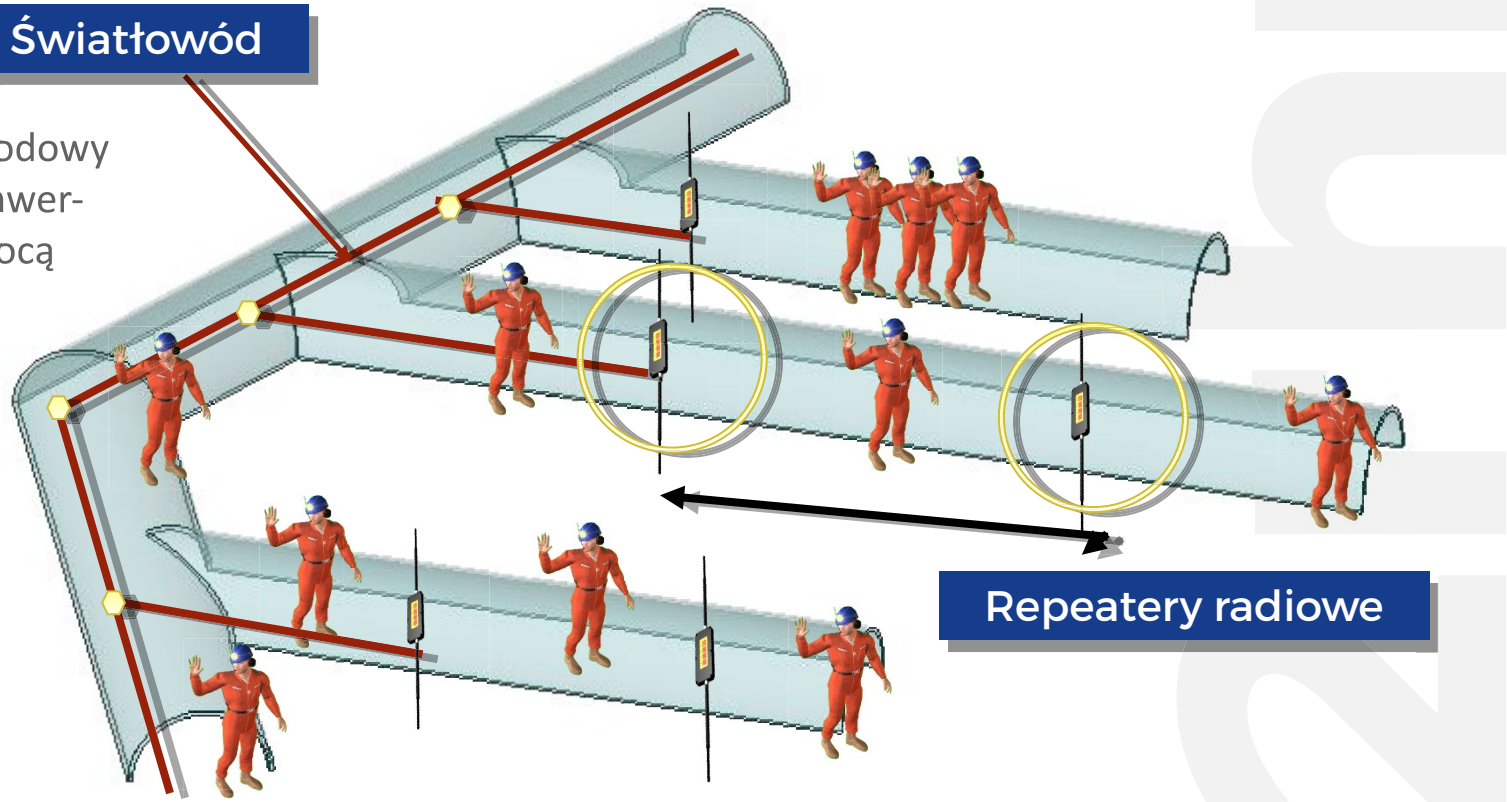
To co jest ważne dla koordynacji pracy to ciągła duplex'owa łączność w grupach (brygadach) na zasadzie telekonferencji, która na potrzeby organizacji może być rozbudowywana o kolejnych użytkowników lub ograniczana.

Rys. 5. Możliwości połączeń w sieci dla Sztygara Zmianowego, Przodowego Brygady Elektro-mechanicznej i Kombajnisty



# Schemat przykładowej infrastruktury w chodnikach z wykorzystaniem dwóch dróg transmisji: radio i światłowód

System opcjonalnie przewodowy – wyposażony w mediakonwertery przesyła dane za pomocą światłowodu.






**2rhp Sp. z o.o.** ul. Chorzowska 37 41-709 Ruda Śląska email: biuro@2rhp.pl www.2rhp.pl

# Zgłoszenia patentowe

## EP16461537.9

„A radio communication repeater, a radio communication system and method”, zgłoszone 14 lipca 2016 r.

## EP13461534.3

„A method for receiving a signal comprising frames, a signal receiver and a signal comprising frames”, zgłoszone 26 czerwca 2013 r.




2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Rozwój RESYS – Smart Mining

Firma 2RHP sp. z o.o. zaplanowała dalszy rozwój produktu w kierunku stworzenia bezprzewodowej szerokopasmowej iskrobezpiecznej sieci kopalnianej jako platformy komunikacyjnej do budowy inteligentnej kopalni podziemnej (Smart Mining), dajacej możliwość przesyłania strumienia danych, audio i video w czasie rzeczywistym.

Kolejne urządzenia to m.in.:

- komunikator w obudowie typu radiotelefon z klawiaturą, aparatem fotograficznym i zestawem słuchawkowym,
- modem połączeniowy – urządzenie umożliwiające podłączenie radiowe innych urządzeń/maszyn, sensorów do sieci,
- konwerter sygnałów – urządzenie zmieniające inny typ sygnału (np. RS485) na sygnał radiowy,
- radiolatarnia – urządzenie do pozycjonowania ludzi, maszyn/urządzeń pod ziemią, w chodniku kopalni.

2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Dziękujemy za uwagę



GÓRNICZY SUKCES
ROKU 2016

2rhp
PROFIL-MET GROUP

**2rhp Sp. z o.o.** ul. Chorzowska 37 41-709 Ruda Śląska email: biuro@2rhp.pl www.2rhp.pl

**KWK Piast-Ziemowit**

Leon Stefanides, Grzegorz Falkus

Modernizacja układu konfekcjonowania RETOPALU – budowa automatycznej linii do paczkowania węgla.

Streszczenie

W prezentacji przedstawiono informacje dotyczące zdolności produkcyjnych Zakładu Przeróbki Mechanicznej w Woli Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. oddział KWK Piast- Ziemowit z uwzględnieniem technologii wzbogacania, konfekcjonowania i dystrybucji węgla. Przedstawiono główne parametry jakościowe produktów handlowych. Zaprezentowano kierunki rozwoju w obszarach produkcji i sprzedaży węgla.

**KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit**

Grzegorz Śladowski, Krzysztof Setlak, Krzysztof Wieczorek, Adrian Gołda

Krawędzie eksploatacji pokładów nadległych dominującym czynnikiem wysokiej sejsmiczności podczas eksploatacji pokładu 209 pod resztką pokładu 207 w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit..

Streszczenie

Eksploatacji pokładów węgla w KWK Piast-Ziemowit towarzyszy okresowo wysoka aktywność sejsmiczna, przejawiająca się występowaniem wstrząsów o znacznych energiach. Dane dotyczące dotychczasowej aktywności sejsmicznej towarzyszącej eksploatacji pokładu 209 w bloku E, prowadzonej w Ruchu Ziemowit KWK Piast-Ziemowit, pozwoliły na dokonanie analizy wpływu zaszłości eksploatacyjnych na obraz sejsmiczności obserwowanej w czasie wybierania kolejnych ścian w tym rejonie. Wyniki analizy wskazują, że krawędzie i resztki pokładów nadległych, szczególnie w obszarach współwystępowania, mają istotny wpływ na poziom aktywności sejsmicznej towarzyszącej prowadzonej eksploatacji.

**KWK Piast-Ziemowit  Ruch Ziemowit**

Grzegorz Śladowski, Adrian Gołda, Krzysztof Wieczorek,

Analiza mechanizmów wstrząsów górniczych indukowanych eksploatacją pokładu 209 pod resztką pokładu 207 w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit.

Streszczenie

Autorzy prezentują wyniki analiz mechanizmów ognisk wstrząsów górniczych towarzyszących eksploatacji pokładu 209 w bloku E, które przeprowadzono w oparciu o rejestracje prowadzone za pomocą rozbudowanej oddziałowej sieci sejsmologicznej dedykowanej specjalnie dla ścian 100, 101 i 102. Eksploatacji pokładu 209 w bloku E ścianami 100-102 towarzyszyła okresowo podwyższona aktywność sejsmiczna. Zgodnie z wynikami analiz sejsmiczności i warunków górniczo-geologicznych, opracowaniami sporządzonymi przez uprawnionych rzeczoznawców i wynikami badań geofizycznych geneza wstrząsów wysokoenergetycznych występujących w czasie eksploatacji pokładu 209 ścianami 100, 101 i 102 była związana z rozwojem strefy naruszenia górotworu szczególnie w obszarze występowania zaszłości eksploatacyjnych pokładów nadległych oraz występowaniem wysoko nad pokładem grubych warstw piaskowca zdolnego do kumulowania energii sprężystej. Zaprezentowane wyniki analizy mechanizmów ognisk wstrząsów dotyczą najsilniejszych wstrząsów, zarejestrowanych w obrębie oddziaływania resztki pokładu 207 w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit.

# Odmetanowanie ścian z wykorzystaniem nadległych chodników drenażowych – doświadczenia KWK „Murcki-Staszic” na przykładzie ściany 12b-S w pokładzie 510 na poziomie 900m.

## PREZENTACJA







**Kopalnia Węgla Kamiennego**
**„Murcki-Staszic” Ruch „Staszic”**

**27.01.2017r.**

**Katowicki Holding Węglowy S.A.**

W prezentacji przestawiono doświadczenia KWK „Murcki-Staszic” związane z eksploatacją pokładu 510 ścianą 12b-S przewietrzaną systemem na „U”, w której ze względu na uwarunkowania geologiczne i wysoki poziom zagrożenia metanowego zastosowano klasyczne odmetanowanie górotworu (z chodnika nadścianowego), jak również z wykorzystaniem chodnika nadległego (drenażowego).

# SPOSÓB ODMETANOWANIA W KWK „MURCKI-STASZIC” RUCH „STASZIC”.

Odmetanowanie górotworu w kopalni „Murcki - Staszic”, Ruch „Staszic”, odbywa się za pomocą stacji odmetanowania wyposażonej w trzy dmuchawy Rootse’a typu Aerzener GM 130L, z których dwie przeznaczone są do pracy a trzecia stanowi rezerwę ruchową. Gaz dopływa do stacji odmetanowania poprzez metanowy rurociąg ssący Dn 300 do przybudówki hali sprężarek (dmuchaw), następnie poprzez odcinek rurociągu ssącego Dn 300, separatory i przerywacze ognia do kolektora Dn 400 i do pracującej dmuchawy. Po wyjściu z dmuchawy sprężony gaz kierowany jest do chłodnicy. Następnie schłodzony gaz prowadzony jest odcinkiem rurociągu Dn 300 i dalej, w zależności od bieżących potrzeb, kierowany jest do odbiorcy poprzez kolektor Dn 400 lub na wydmuch do atmosfery poprzez rurociąg Dn 250.

# STACJA ODMETANOWANIA ZLOKALIZOWANA PRZY SZYBIE V





# INFORMACJE DOTYCZĄCE INSTALACJI UJMOWANIA I PRZETŁACZANIA METANU W KWK „MURCKI-STASZIC” RUCH „STASZIC”

Stacja odmetanowania przy szybie V KWK „STASZIC” została oddana do ruchu dnia 29.04.2008r. po zakończonym zadaniu inwestycyjnym dotyczącym jej modernizacji.

**PARAMETRY TECHNICZNE STACJI ODMETANOWANIA:**

- maks. wydajność stacji — V = 110 $m^3$/min tj. 6600 $m^3$/h,
- maks. podciśnienie na ssaniu — 30 kPa,
- maks. nadciśnienie na tłoczeniu — 30 kPa,
- temp. gazu po ochłodzeniu — tmax = 50$^o$C.

**Dane techniczne urządzeń stacji odmetanowania:**

- 3 szt. sprężarek firmy Aerzener typu GM 130L rok produkcji 2007 (jedna sprężarka stanowi rezerwę),
- 3 szt. instalacji do rozrzedzania gazu emitowanego do atmosfery,
- 3 szt. urządzeń do chłodzenia gazu,
- 2 szt. chłodnic wentylatorowych,
- instalacja do chłodzenia gazu i odzysku ciepła,
- instalacja elektryczna oraz automatyki i sterowania.

# PARAMETRY EKSPLOATACYJNE

**Ściana 12bS/510**

Wysokość
**do 3,0m**

**Długość: 115-117m**
**Wybieg: 1420m**



**Maksymalny zabiór**

**800mm**

# ZAGROŻENIA

12b-S/510

- **IV kategoria** zagrożenia metanowego
- **B klasa** zagrożenia wybuchem pyłu węglowego
- **II stopień** Zagrożenia wodnego
- **III grupa** samozapalności
- **III stopień** zagrożenia tąpaniami

# WARUNKI GÓRNICZO-GEOLOGICZNE

## ANALIZA WARUNKÓW STROPOWYCH ORAZ SPĄGOWYCH ŚCIANY 12B-S.

**Warunki geologiczno - górnicze.**

Ściana eksploatowana była w trzeciej (przystropowej) warstwie pokładu 510. Warstwy geologiczne w tym rejonie zapadają pod kątem 4° do 5° w kierunku zachodnim i południowo-zachodnim. Miąższość pokładu 510 w rejonie Upadowej VIII b-S wynosiła od 9,50m do 10,60m. W stropie pokładu 510 występowały:

we wschodniej części: skały zbudowane w przewadze z iłowców i iłowców zapiaszczonych o miąższości 30,0m, a powyżej pokład 501. W odległości ok. 21,00m ponad pokładem 510, wśród iłowców występują piaskowce o miąższości do 2,0m (G 25(2010)), w centralnej części kolejno: iłowce i iłowce zapiaszczone o miąższości od 2,00m do 10,0m, piaskowce lub piaskowce z przewarstwieniami iłowców o miąższości od 6,00m do 13,50m, iłowce od 4,00m do 6,00m, węgiel od 0,15m do 1,30m, iłowiec od 0,50m do 0,85m, węgiel pokładu 501 (G12(2009), G21(2010), G33(2010)), w zachodniej części kolejno: iłowce i iłowce zapiaszczone o miąższości 2,65m, mułowce 1,35m, piaskowce 4,0m, iłowce 3,60m, piaskowce 21,0m, iłowce 1,20m, węgiel 0,40m, iłowce z laminami węgla 0,80m, węgiel pokładu 501(G10(2009)) lub iłowce i iłowce zapiaszczone 4,80m, piaskowce 19,50m, iłowce 3,00m, węgiel 1,00m, iłowce 3,00m, węgiel pokładu 501 (G-225(2014)). W spągu pokładu 510 występują: iłowce lub iłowce zapiaszczone 1,00m - 1,20m (G21(2010), G33(2010)) lub mułowce i mułowce z piaskowcami o miąższości 0,65m – 1,30m a poniżej iłowce zapiaszczone o miąższości 1,25m – 1,50m (G10(2009), G12(2009)). Pokład 501 składa się z warstwy węgla bez przerostów. Miąższość pokładu na wybiegu wyrobiska wynosiła od 4,05m do 6,0m. Pochylnia metanowa VIII'a-S badawcza została wykonana w drugiej, przystropowej warstwie pokładu. W stropie pokładu w centralnej części występowały kolejno: iłowce i iłowce zapiaszczone o miąższości 12,65m, piaskowce 1,00m, iłowce 2,50m, piaskowce do 4,00m (G12 (2009)) lub iłowce i iłowce z laminami węgla o miąższości 2,70m a ponad nimi mułowce o miąższości 4,45 (G21 (2010)). W części zachodniej wybiegu wyrobiska ponad pokładem znajdowały się iłowce o miąższości 0,20m, a ponad nimi piaskowce o miąższości 0,10m i dalej mułowce 2,20m, piaskowce o miąższości 3,45m, piaskowce z przewarstwieniem mułowca 1,80m, piaskowce 1,95m (G10 (2009)). W spągu pokładu występowały kolejno: iłowce o miąższości od 0,50m do 0,85m, poniżej których znajdowała się warstwa węgla o miąższości od 0,15m do 1,30m, iłowce lub iłowce zapiaszczone od 4m do 7,7m, piaskowce miąższości od 6m do 13,5m (G21(2010, G12 (2009), G33 (2010)).

# SPOSÓB PRZEWIETRZANIA

**Ściana 12b-S w pokładzie 510/III przewietrzana była systemem zwrotnym „U" z doprowadzeniem i odprowadzeniem powietrza wzdłuż calizny węglowej.**

- **Powietrze do ściany 12b-S doprowadzane było:**

z Szybu VII poz. 900 m, Podszybia szybu VII poz. 900 m, Przekopem do pola S poz. 900 m, Przecinką kamienną S, Przekopem II do pola S, Chodnikiem transportowym badawczym, Przecinką I b-S, Chodnikiem odstawczym badawczym, Przecinką II'b-S, Przecinką IIIb-S, Przecinką V b-S, Przecinką VII b-S, Upadową XXVIII b-S.

- **Powietrze ze ściany 12b-S odprowadzane było:**

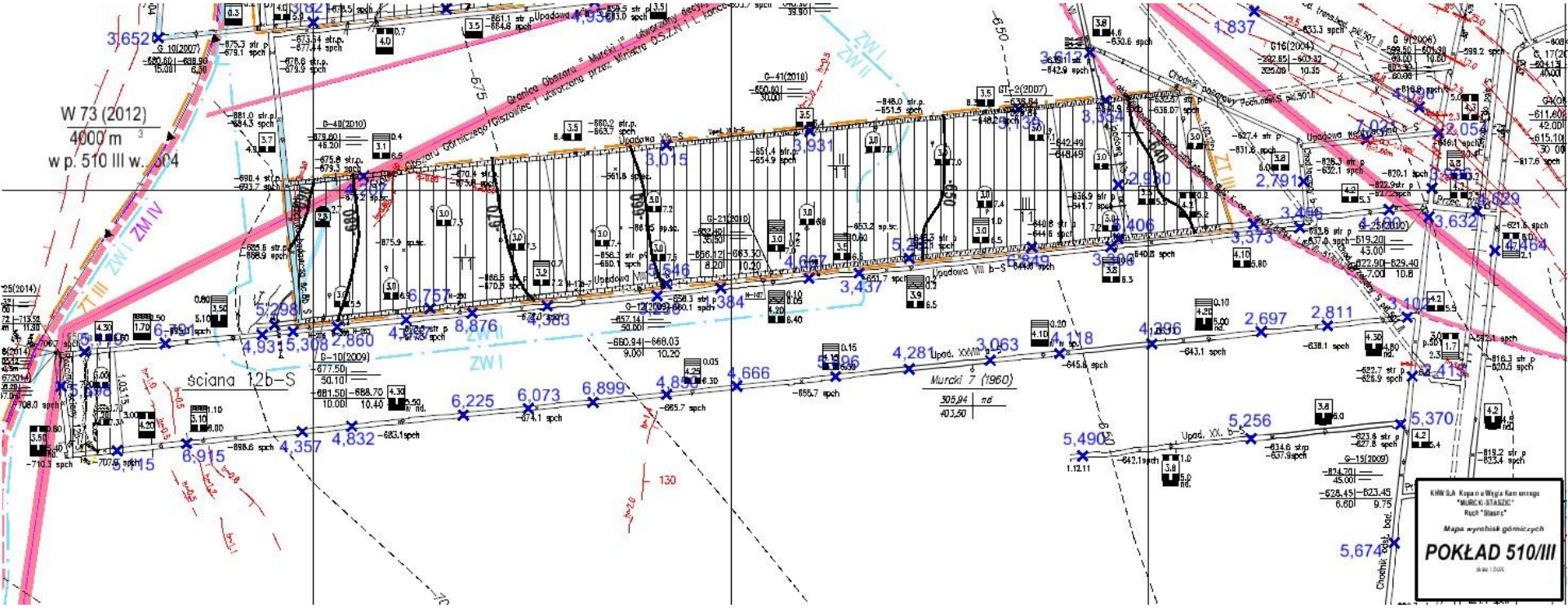
Upadową VIII b-S, Chodnikiem łączącym b-S, Upadową wentylacyjną b-S, Chodnikiem odstawczym badawczym, Pochylnią kamienną odstawczą poz. 900m, Pochylnią kamienną wentylacyjną, podszybiem szybu V poz. 550 m (strona zachodnia), szybem V od poz. 550m.

Ilość powietrza przepływającego przez ścianę 12b-S wynosiła nie mniej niż **1800 $m^3$/min.**

# Schemat przewietrzania ściany 12b-S w pokł. 510 III w-wa poz.900



# Metanonośność w rejonie ściany 12b-S/510



# PROGNOZA METANOWOŚCI BEZWZGLĘDNEJ DLA ŚCIANY 12B-S W POKŁADZIE 510

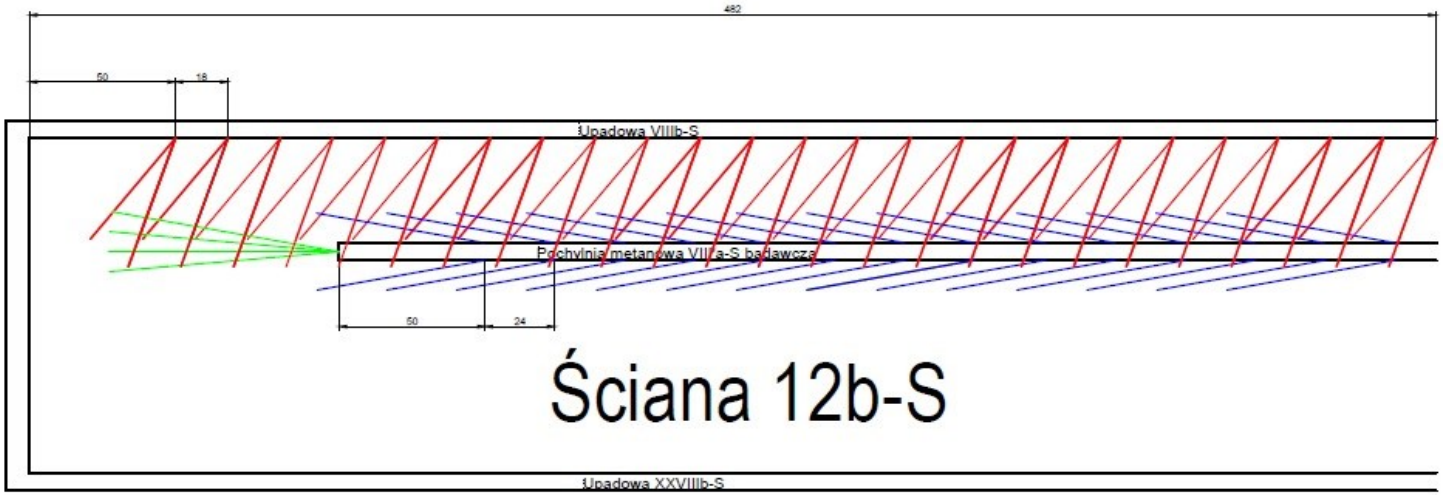
| Postęp ściany, m/d | 1 m/d | 1,5 m/d | 2 m/d | 2,5 m/d | 3 m/d | 3,5 m/d | 4 m/d | 4,5 m/d | 5 m/d | 5,5 m/d | 6 m/d | 6,5 m/d | 7 m/d | 7,5 m/d | 8 m/d | 8,5 m/d | 9 m/d | 9,5 m/d | 10 m/d |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Wydobycie dobowe, Mg | 449 | 673 | 897 | 1 121 | 1 346 | 1 570 | 1 794 | 2 018 | 2 243 | 2 467 | 2 691 | 2 915 | 3 140 | 3 364 | 3 588 | 3 812 | 4 037 | 4 261 | 4 485 |
| S1 (do 100 m) | 4,36 | 5,81 | 7,14 | 8,38 | 9,57 | 10,70 | 11,80 | 12,86 | 13,89 | 14,90 | 15,89 | 16,86 | 17,81 | 18,74 | 19,66 | 20,57 | 21,46 | 22,35 | 23,22 |
| S2 (100-200m) | 5,83 | 7,78 | 9,57 | 11,25 | 12,85 | 14,39 | 15,87 | 17,32 | 18,72 | 20,10 | 21,44 | 22,76 | 24,06 | 25,33 | 26,59 | 27,83 | 29,06 | 30,27 | 31,46 |
| S3 (200-300m) | 5,83 | 7,78 | 9,57 | 11,25 | 12,85 | 14,39 | 15,87 | 17,32 | 18,72 | 20,10 | 21,44 | 22,76 | 24,06 | 25,33 | 26,59 | 27,83 | 29,06 | 30,27 | 31,46 |
| S4 (300-400m) | 6,03 | 8,05 | 9,91 | 11,65 | 13,30 | 14,90 | 16,43 | 17,93 | 19,38 | 20,80 | 22,20 | 23,56 | 24,91 | 26,23 | 27,53 | 28,82 | 30,08 | 31,34 | 32,58 |
| S5 (400-500m) | 6,20 | 8,27 | 10,18 | 11,96 | 13,66 | 15,30 | 16,88 | 18,41 | 19,90 | 21,36 | 22,79 | 24,20 | 25,58 | 26,93 | 28,27 | 29,59 | 30,89 | 32,18 | 33,45 |
| S6 (500-600m) | 6,20 | 8,27 | 10,18 | 11,96 | 13,66 | 15,30 | 16,88 | 18,41 | 19,90 | 21,36 | 22,79 | 24,20 | 25,58 | 26,93 | 28,27 | 29,59 | 30,89 | 32,18 | 33,45 |
| S7 (600-700m) | 6,03 | 8,05 | 9,90 | 11,64 | 13,29 | 14,88 | 16,42 | 17,90 | 19,36 | 20,77 | 22,16 | 23,52 | 24,86 | 26,18 | 27,47 | 28,75 | 30,02 | 31,26 | 32,50 |
| S8 (700-800m) | 5,30 | 7,08 | 8,70 | 10,23 | 11,68 | 13,07 | 14,41 | 15,72 | 16,99 | 18,23 | 19,45 | 20,64 | 21,81 | 22,97 | 24,10 | 25,22 | 26,33 | 27,42 | 28,50 |
| S9 (800-900m) | 4,83 | 6,44 | 7,91 | 9,29 | 10,60 | 11,86 | 13,08 | 14,25 | 15,40 | 16,52 | 17,62 | 18,69 | 19,75 | 20,78 | 21,81 | 22,81 | 23,81 | 24,79 | 25,76 |
| S10 (900-1000m) | 4,73 | 6,30 | 7,74 | 9,09 | 10,37 | 11,60 | 12,79 | 13,94 | 15,06 | 16,16 | 17,23 | 18,27 | 19,31 | 20,32 | 21,32 | 22,30 | 23,27 | 24,23 | 25,17 |
| S11 (1000-1100m) | 4,52 | 6,02 | 7,39 | 8,68 | 9,90 | 11,07 | 12,20 | 13,30 | 14,36 | 15,40 | 16,42 | 17,42 | 18,40 | 19,36 | 20,31 | 21,24 | 22,16 | 23,07 | 23,97 |
| S12 (1100-1200m) | 5,06 | 6,76 | 8,30 | 9,76 | 11,14 | 12,46 | 13,74 | 14,98 | 16,19 | 17,37 | 18,53 | 19,66 | 20,77 | 21,87 | 22,95 | 24,01 | 25,06 | 26,10 | 27,12 |
| S13 (1200-1300m) | 4,51 | 6,01 | 7,39 | 8,68 | 9,90 | 11,07 | 12,20 | 13,30 | 14,37 | 15,41 | 16,44 | 17,44 | 18,42 | 19,39 | 20,34 | 21,27 | 22,20 | 23,11 | 24,02 |
| S14 1300-1415m) | 4,43 | 5,90 | 7,26 | 8,52 | 9,72 | 10,88 | 11,99 | 13,07 | 14,12 | 15,15 | 16,16 | 17,14 | 18,11 | 19,06 | 20,00 | 20,92 | 21,83 | 22,73 | 23,62 |

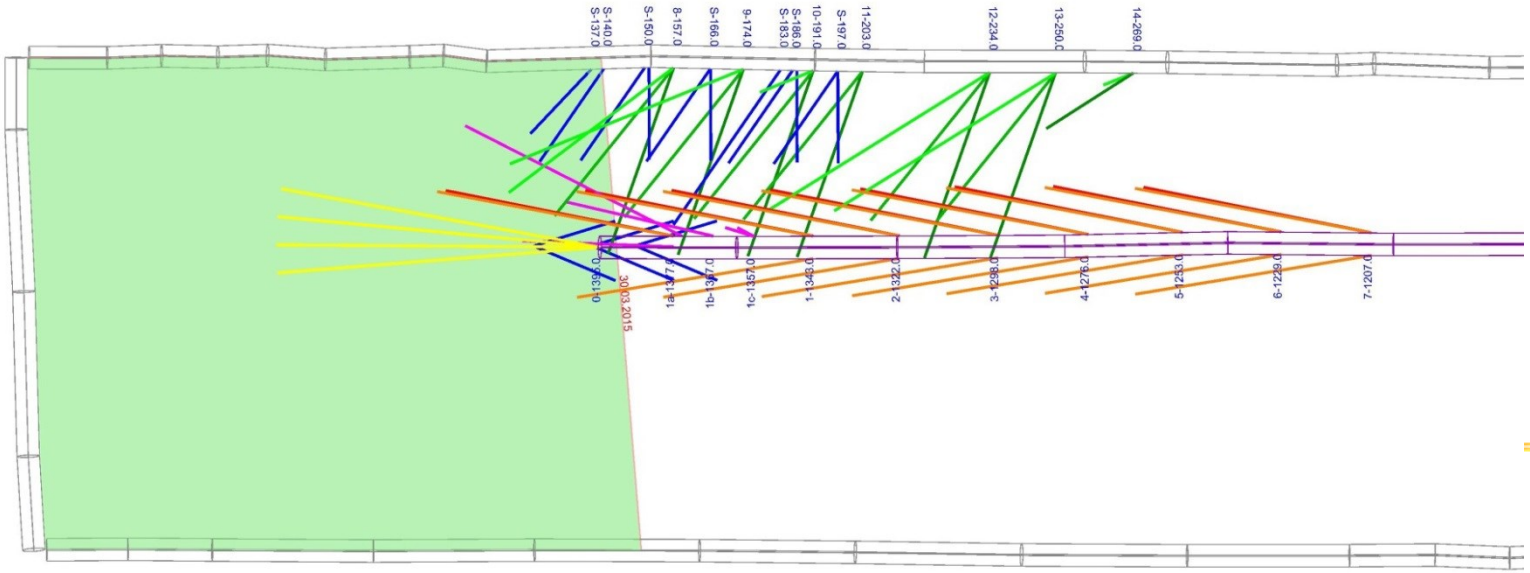
# Profilaktyka metanowa

W związku z uzyskanymi wynikami prognozy metanowości bezwzględnej Ściana 12b-S na jej eksploatacyjnym wybiegu była prowadzona z zastosowaniem odmetanowania górotworu. Zgodnie z projektem, odmetanowanie Ściany 12b-S prowadzone było poprzez otwory metanowe wiercone ze stanowisk znajdujących się w Upadowej VIIIb-S w pokł. 510 oraz ze stanowisk wykonanych w Pochylni metanowej VIII'a-S badawczej w pokł. 501. Z Upadowej VIIIb-S w pokł. 510 zaprojektowano ujmowanie metanu wiązkami, po dwa otwory długości 50m w wiązce. Odległość pomiędzy wiązkami wynosiła około 18m. Otwory z Pochylni metanowej VIII'a-S badawczej w pokł. 501 wykonywane były w wiązkach, w odległości wzajemnej 24m. Z pierwszej wiązki zaprojektowanej w czole wyrobiska, wykonane zostały cztery otwory o długościach 80m. Kolejne wiązki stanowiły po dwa otwory o długości 60m. Po zaniechaniu drążenia otworów metanowych z Upadowej VIIIb-S, ilość otworów w wiązce wzrosła do trzech a w końcowej fazie do czterech otworów. Pochylnia metanowa VIII'a-S badawcza w pokł. 501 przewietrzana była z zastosowaniem wentylatora w układzie tłoczącym. Wraz z postępem Ściany 12b-S pochylnia była sukcesywnie „skracana" poprzez zabudowę tam izolacyjnych o konstrukcji przeciwwybuchowej w odległościach co około 150m, za którymi pozostawiany był rurociąg metanowy. Otwory wiercone z Upadowej VIIIb-S w pierwszej fazie eksploatacji Ściany 12b-S nie spełniły swojej roli, nie zapewniając wymaganej koncentracji i efektywności odmetanowania. W kolejnym, II etapie odmetanowanie ściany prowadzono otworami drenażowymi wierconymi z Pochylni metanowej VIII'a-S badawczej. W związku z brakiem zakładanych efektów oraz dla zintensyfikowania wydzielania się metanu wykonano dodatkowe strzelania zruszające górotwór co ułatwiło formowanie się zawału i uzyskanie efektywności odmetanowania powyżej 50%. Rurociąg o średnicy ø200mm był utrzymywany w Upadowej VIIIb-S do zakończenia biegu ściany i na bieżąco skracany.

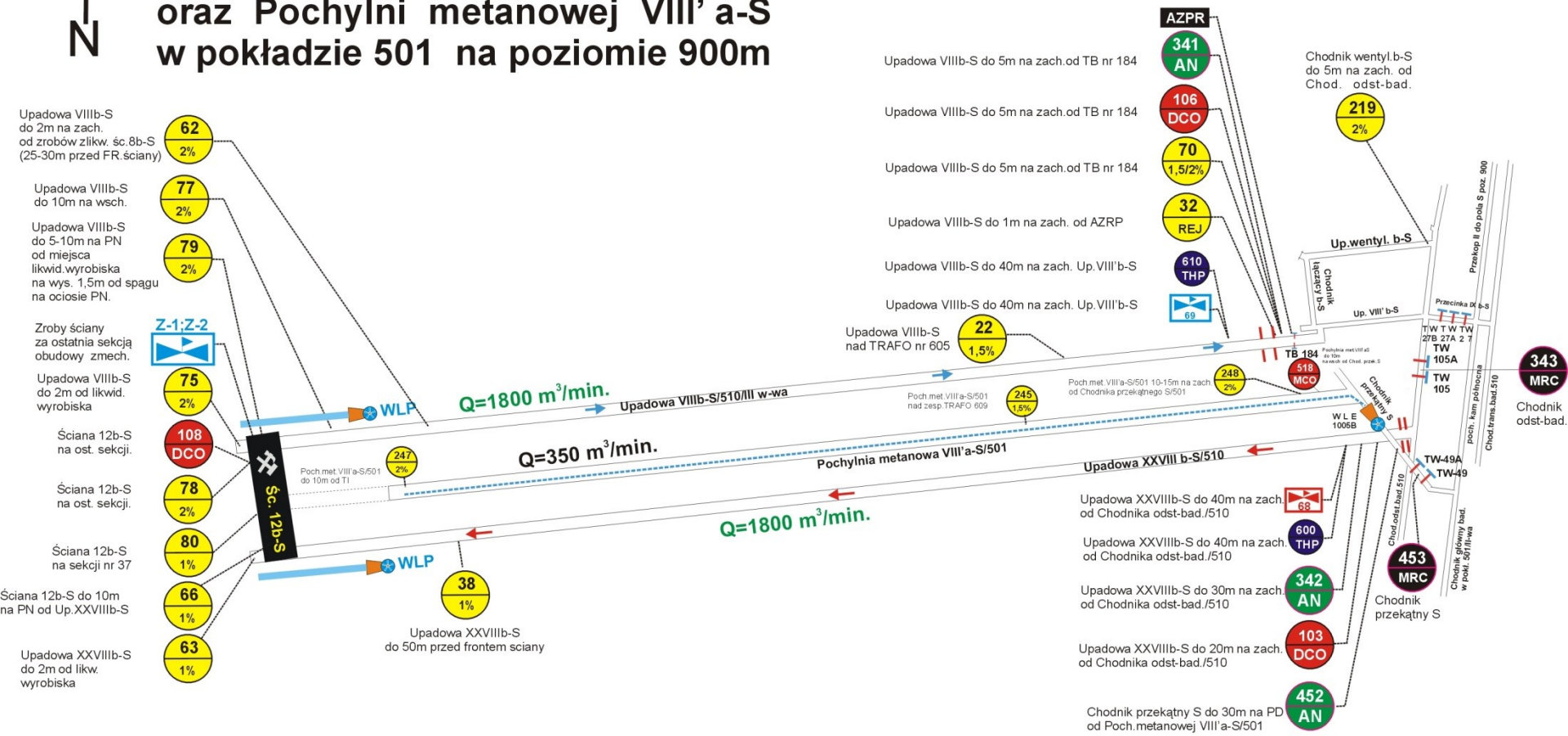
W początkowym etapie biegu ściany całość odciąganego gazu pochodziła z otworów odmetanowania wykonanych z chodnika nadścianowego. Efektywność odmetanowania wahała się w granicach od około **13%** w miesiącu lutym do około **21%** w miesiącu marcu. Skutkowało to podjęciem szeregu działań mających na celu „aktywować" ujmowanie metanu z chodnika nadległego. Przejawiło się to wzrostem i chwilowym zrównoważeniem ilości odciąganego gazu zarówno w chodniku nadścianowym jak i w chodniku nadległym. Efektywność odmetanowania wzrosła do około 48% w miesiącu maju. W kolejnym etapie całkowity ciężar odmetanowania ściany 12b-S przejął chodnik nadległy do tego stopnia, że stężenia metanu w rurociągu zabudowanym w chodniku nadścianowym spadły poniżej 20 a nawet poniżej 5%. Efektywność odmetanowania w tym okresie znacząco wzrosła i utrzymywała się w granicach 65-75%. W związku z powyższym kopalnia zwróciła się w miesiącu lipcu 2015r. do Dyrektora Okręgowego Urzędu Górniczego z Aneksem do projektu technicznego ściany, w którym usankcjonowano zaniechanie prowadzenia odmetanowania z Chodnika nadścianowego.

# Schemat otworów wierconych dla odmetanowania ściany 12b-S z Pochylni metanowej VIII'a-S bad./501



# Rozmieszczenie czujników w ścianie 12b-S w pokładzie 510 oraz Pochylni metanowej VIII' a-S w pokładzie 501 na poziomie 900m

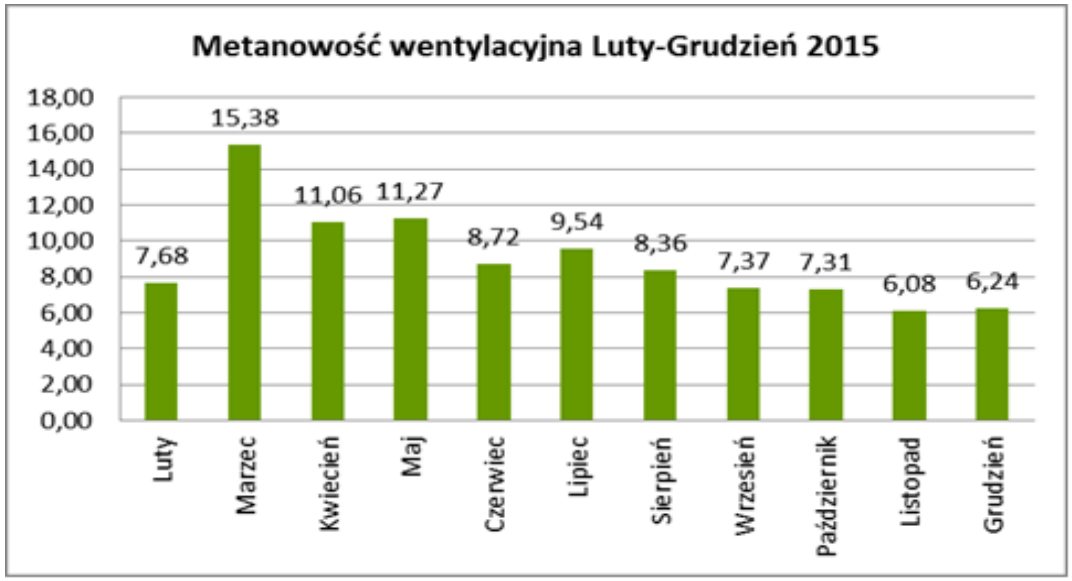


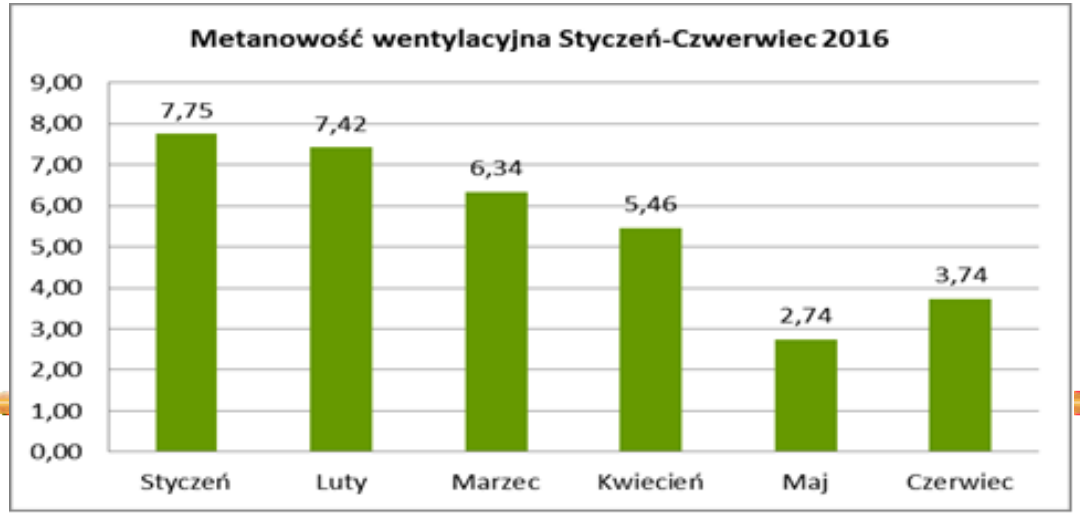

LEGENDA

- 63 1% — Czujniki metanometrii automatycznej
- 106 DCO — Czujniki co-metrii automatycznej
- 545 MRC — Czujniki różnicy ciśnień
- 341 AN — Czujniki prędkości przepływu powietrza
- 610 THP — Czujniki parametrów fizycznych powietrza (temperatura,wilgotność, ciśnienie)

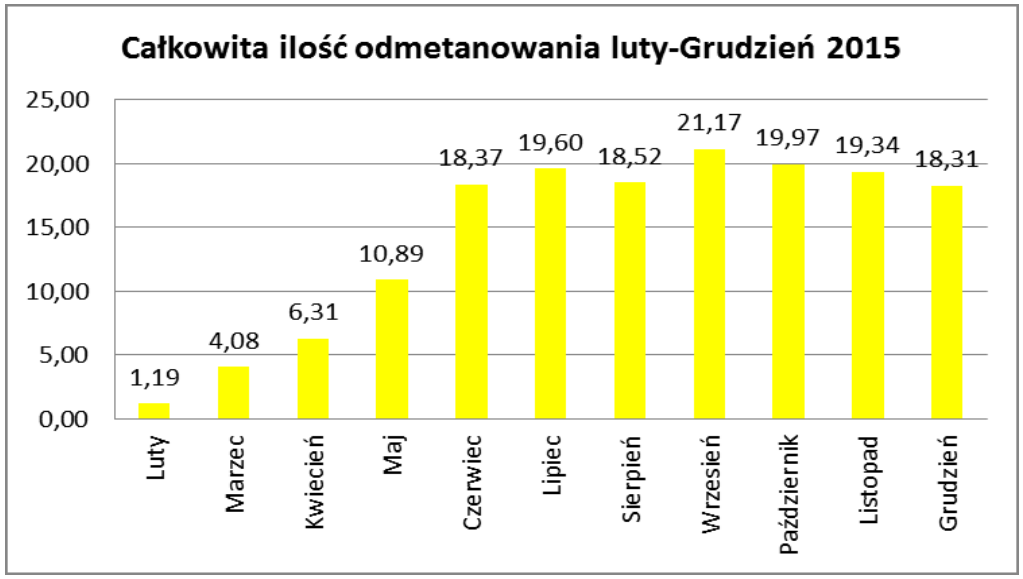
**Aktualizacja:**
**03.10.2015r**

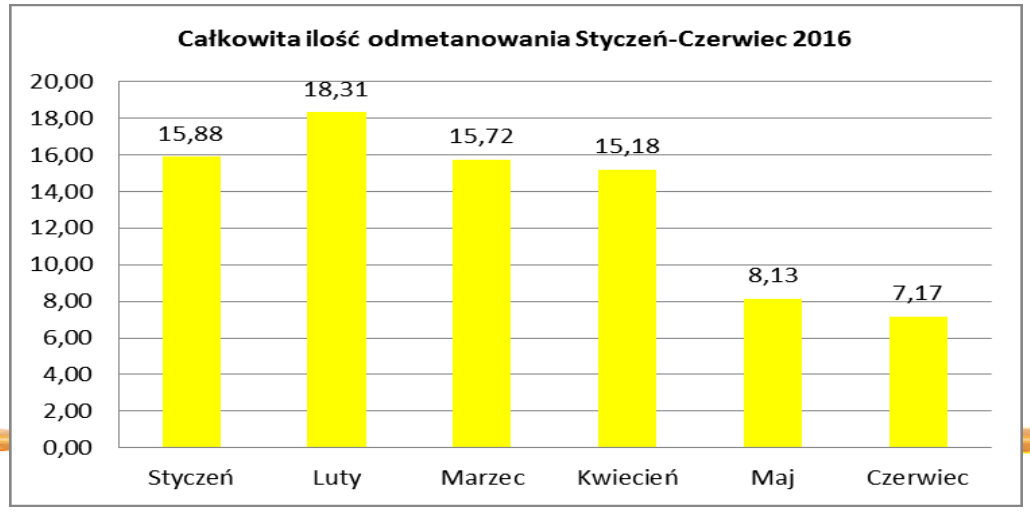
# ZESTAWIENIE PARAMETRÓW WENTYLACYJNYCH ŚCIANY 12B-S



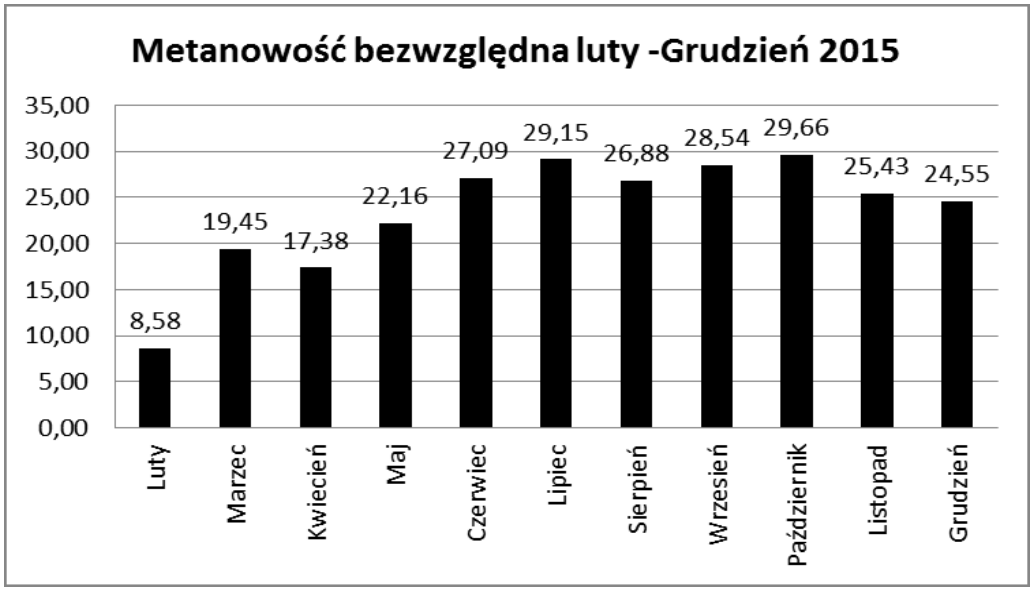



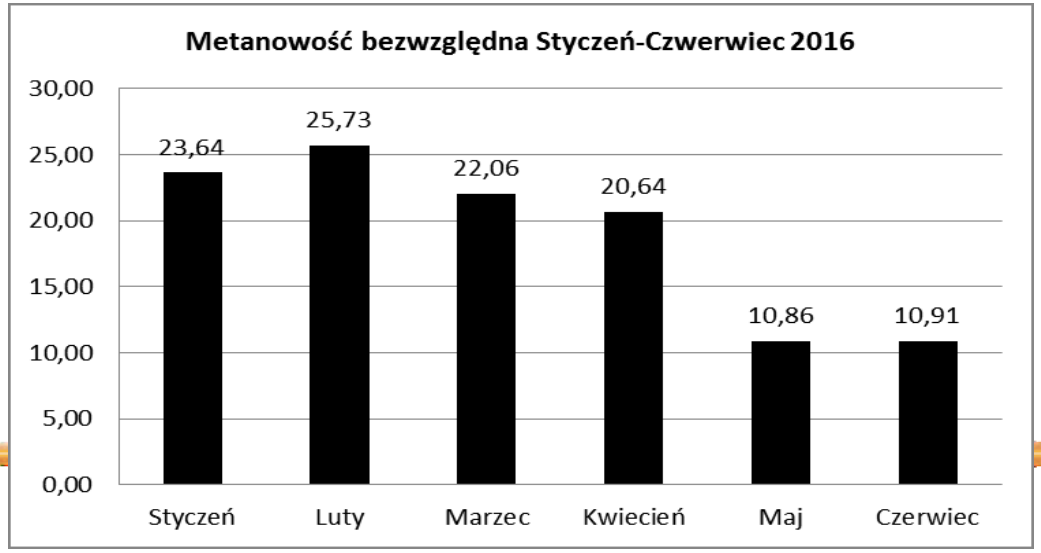
# ZESTAWIENIE PARAMETRÓW WENTYLACYJNYCH ŚCIANY 12B-S



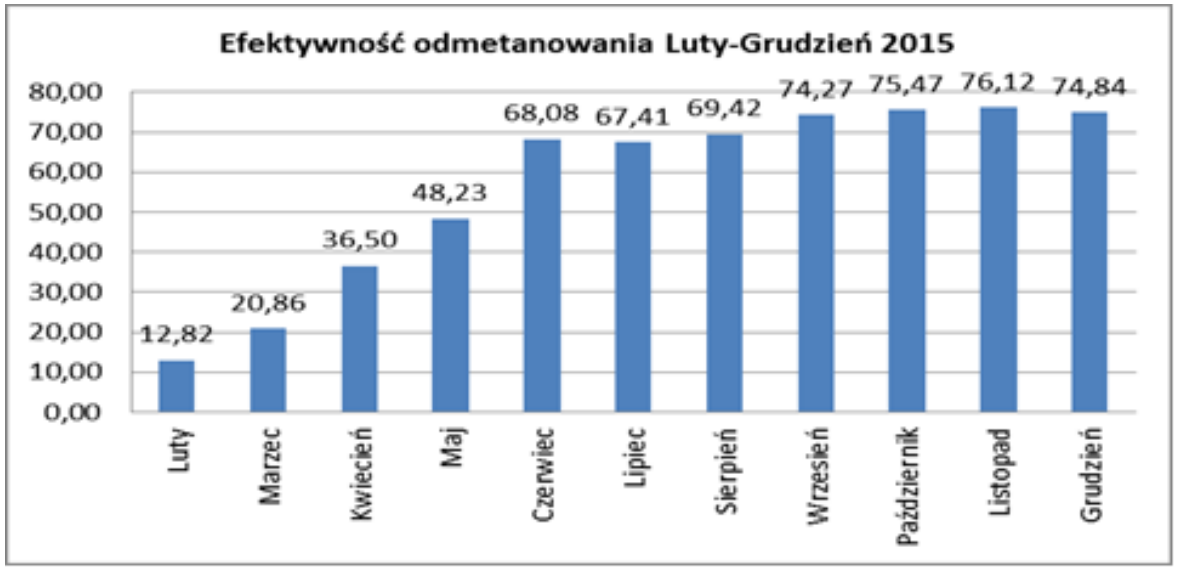



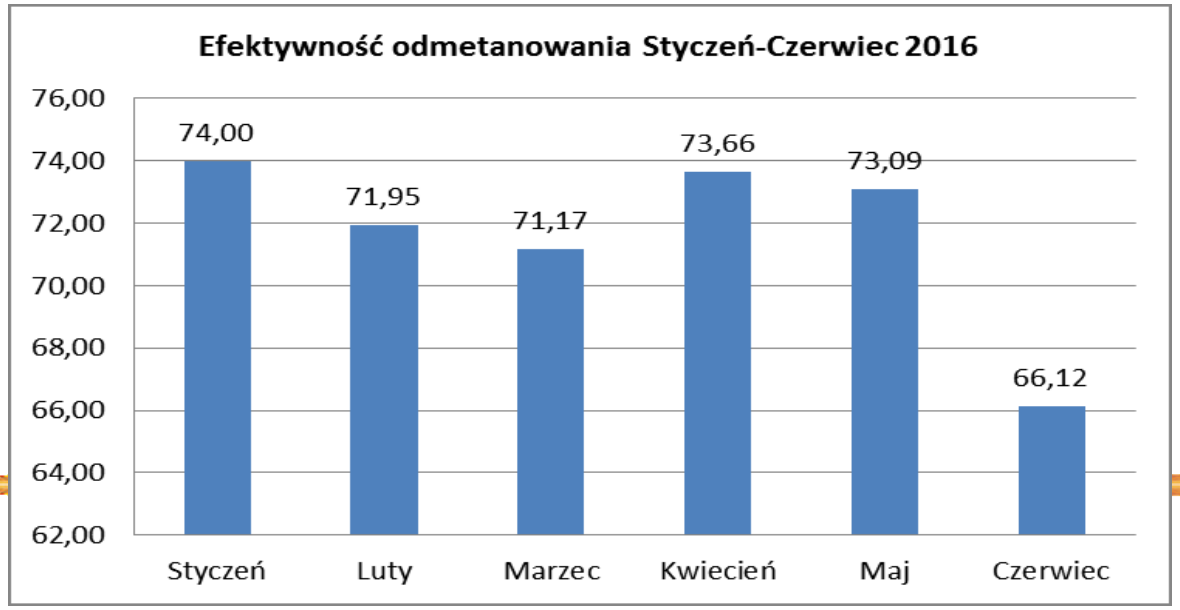
# ZESTAWIENIE PARAMETRÓW WENTYLACYJNYCH ŚCIANY 12B-S



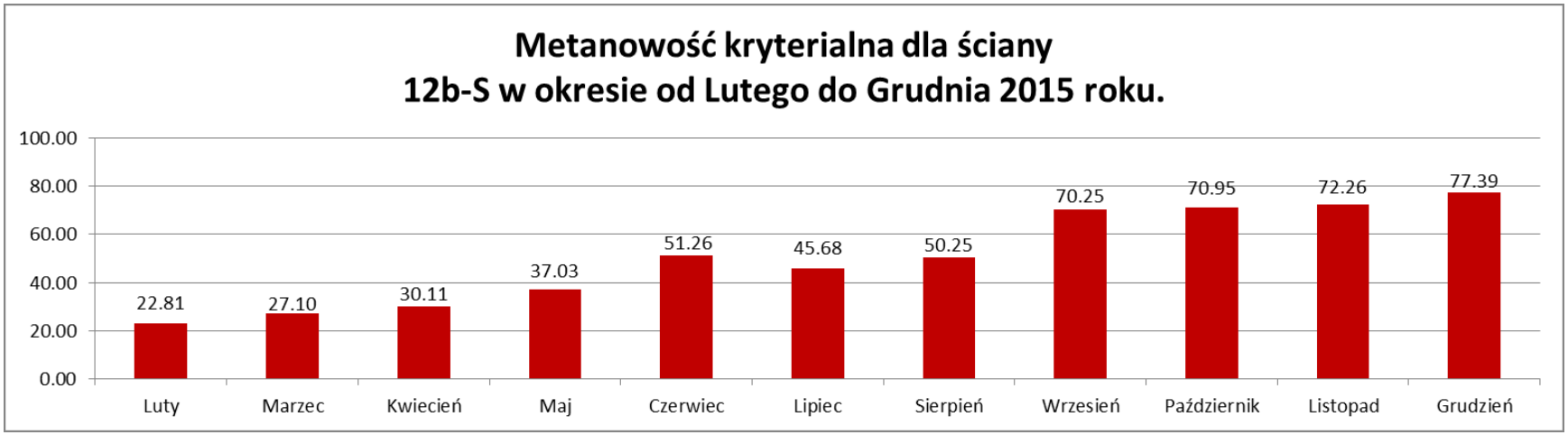



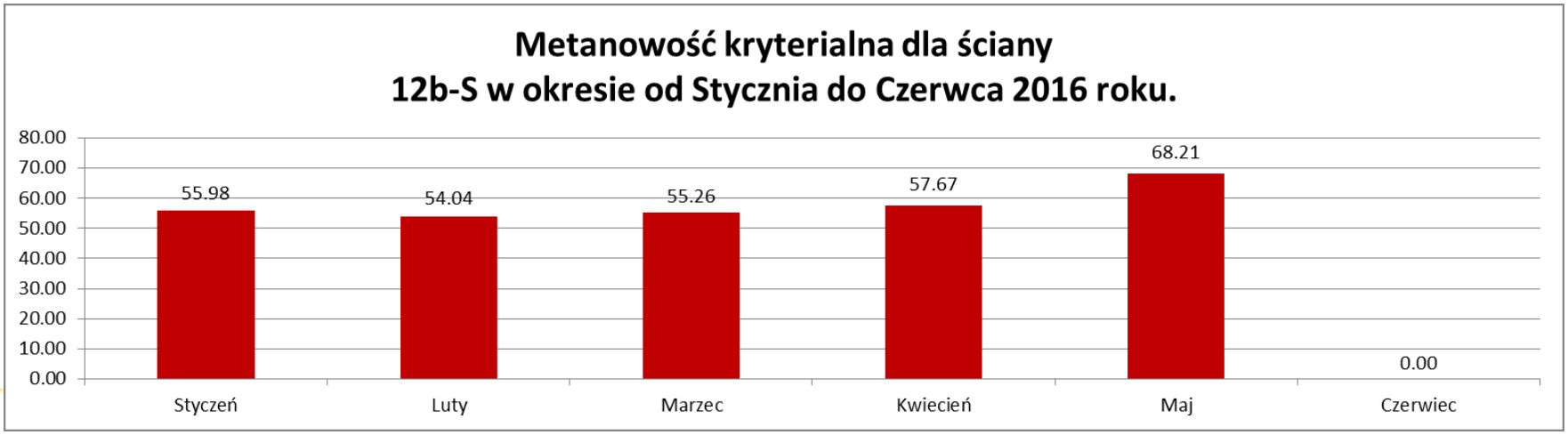
# ZESTAWIENIE PARAMETRÓW WENTYLACYJNYCH ŚCIANY 12B-S



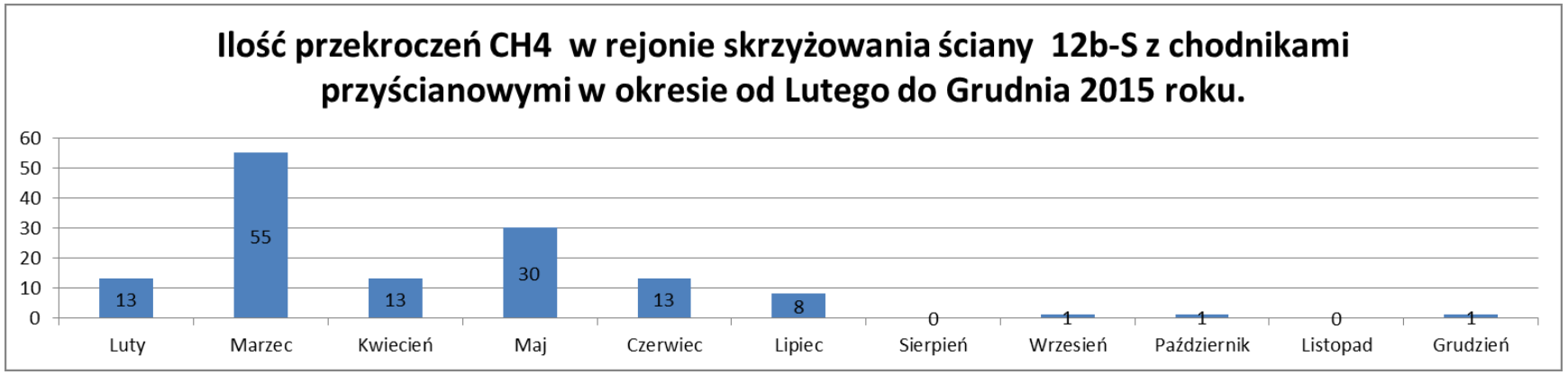



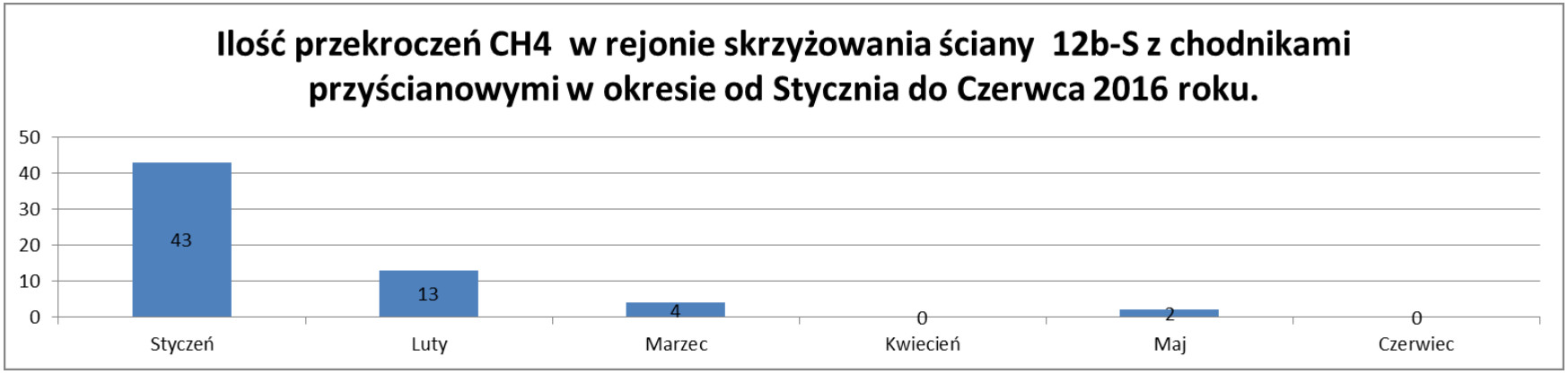
# ZESTAWIENIE PARAMETRÓW WENTYLACYJNYCH ŚCIANY 12B-S



# ZESTAWIENIE PARAMETRÓW WENTYLACYJNYCH ŚCIANY 12B-S



# PODSUMOWANIE

Prowadzenie bezpiecznej i efektywnej eksploatacji ścianowej w pokładach silnie metanowych wymaga stosowania skutecznej profilaktyki metanowej opartej na prawidłowym doborze systemu przewietrzania, a przede wszystkim zwalczania zagrożenia metanowego. Doświadczenia wyniesione z eksploatacji ściany w pokładach silnie metanowych przewietrzanych systemem na „U" wzdłuż calizny węglowej, przy efektywnym systemie odmetanowania zapewniającym ujęcie co najmniej 50% wydzielanego metanu pozwalają wysnuć wniosek, że taka eksploatacja jest możliwa i bezpieczna. Należy zaznaczyć, że skuteczność takich rozwiązań zależy od przyjętego systemu odmetanowania i lokalnych warunków górniczo – geologicznych. Doświadczenia uzyskane podczas prowadzenia Ściany 12b-S wykazały bardzo dużą skuteczność odmetanowania za pomocą chodnika drenażowego. Odmetanowanie takie wymaga jednak ciągłego monitoringu i reagowania na zmiany lokalnych warunków mających wpływ na ujęcie metanu i rzeczywistą metanowość bezwzględną środowiska ściany. Zastosowanie opisanej metody odmetanowania determinuje możliwość wykonania wyrobiska w pokładzie znajdującym się w zasięgu strefy desorpcji lub adaptowania wyrobiska nadległego wykonanego w innych celach, a spełniającego te same kryteria. W trakcie prowadzenia odmetanowania Ściany 12b-S przez Dział Usług Górniczych wykonano łącznie 14.797m otworów metanowych. Koszt całkowity związany z odmetanowaniem Ściany 12b-S (robocizna w tym wiercenie otworów oraz regulacja parametrów odmetanowania i przebudowa rurociągów, amortyzacja maszyn i urządzeń, osprzęt), zamknął się sumą 2.940.000PLN. Zlecając wykonanie kompleksowego odmetanowania firmie zewnętrznej (wg. stawek wynegocjowanych w przetargach w KHW S.A. w latach 2013-2015), całkowity koszt odmetanowania Ściany 12b-S wyniósłby 5.900.000PLN + koszt wykonania projektu technicznego odmetanowania. Oszczędności z tego tytułu wyniosły 2.960.000PLN.

# KATOWICKI HOLDING WĘGLOWY S.A.



# Doświadczenia ze stosowania obudowy podporowo-kotwowej na przykładzie pochylni zbiorczej F w pokładzie 501 w warunkach KWK „Murcki-Staszic”

Marek SKUZA, Artur CIOŁEK-ŻELECHOWSKI
*KHW S.A. KWK „Murcki-Staszic”*

Piotr GŁUCH
*Politechnika Śląska, Gliwice*

STRESZCZENIE: W referacie przedstawiono doświadczenia ze stosowania obudowy podporowo - kotwowej dla pochylni zbiorczej F w pokładzie 501/II w warunkach geologiczno – górniczych KHW S.A. KWK”Murcki – Staszic”.
Obudowa podporowo – kotwowa stanowi rozwiązanie, w którym następuje połączenie dwóch konstrukcji obudowy o różnym charakterze współpracy z górotworem. Doświadczenia wykazały, że dla korzystnych warunków geologiczno – górniczych zastosowanie obudowy podporowo – kotwowej jest uzasadnione technicznie i ekonomicznie. Korzystną cechą obudowy kotwowej jest wytworzenie przez kotwie w strefie stropowej wyrobiska bloku skalnego poprawiającego współpracę obudowy podporowej z górotworem. Praktyczne zastosowanie jako konstrukcji obudowy podporowej odrzwi spłaszczonych ŁPSp3R pozwoliło przy zastosowanej mechanizacji kotwienia uzyskać zwiększoną stateczność wyrobiska przy zwiększonym rozstawie odrzwi.

SŁOWA KLUCZOWE: eksploatacja, obudowa, dobór obudowy chodników

## 1. WSTĘP

Wyrobiska korytarzowe liniowe wykonywane są w warunkach górnictwa polskiego w obudowach łukowych stalowych odrzwiowych na bazie typoszeregu odrzwi ŁP. Dla kształtu wyrobiska odpowiadającego odrzwiom ŁP przy zastosowaniu obudowy podporowo – kotwowej istnieje konieczność zabudowy na obwodzie wyrobiska znacznej liczby kotwi, które nie zawsze zapewniają korzystne ich usytuowanie w stosunku do warstw skalnych. Dla rozwiązania obudowy spłaszczonej w części stropowej wyrobiska uzyskuje się przy poziomym zaleganiu skał możliwość osadzenia kotwi prostopadle do warstw łączących ich struktury w blok skalny. Uzyskanie bloku skalnego nad konstrukcją obudowy podporowej pozwala znacznie ograniczyć jego odkształcenia oraz zmniejszyć obciążenie od strony górotworu działające na obudowę podporową.

Doświadczenia ze stosowania obudów podporowo – kotwowych są niezwykle ważne dla praktycznej oceny ich przydatności w wyrobiskach długotrwałych w złożonych warunkach geologiczno-górniczych.

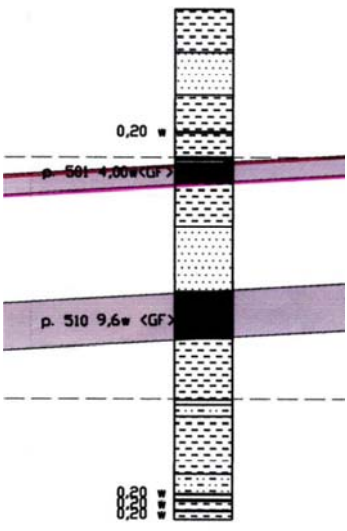
Celem wykonania wyrobiska w obudowie podporowo – kotwowej w warunkach pochylni zbiorczej F w pokładzie 501 na głębokości 1100m były następujące czynniki:

- poprawa funkcjonalności użytkowej poprzez uzyskanie przekroju zbliżonego do prostokąta,
- obniżenie kosztów wykonania poprzez zwiększenie rozstawu odrzwi obudowy chodnikowej,
- poprawa jakości węgla uzyskiwanego w trakcie drążenia wyrobiska poprzez zmniejszenie udziału skały płonnej w przekroju przodku.

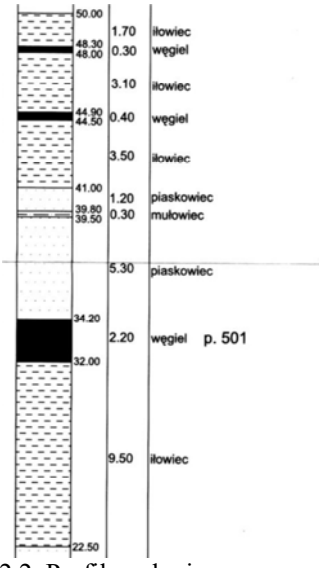
## 2. WARUNKI GEOLOGICZNO-GÓRNICZE ZASTOSOWANIA OBUDOWY PODPOROWO-KOTWOWEJ

Prognozowane warunki geologiczne dla pochylni zbiorczej F w pokładzie 501 charakteryzują:
- Pokład węgla 501 o miąższości od 2,8m (w części zachodniej) do 4,0m (w części wschodniej)
- skały w stropie pokładu:
  - iłowce o zmiennej grubości do ok. 7,7m,
  - piaskowce o grubości do ok. 12,4m ,
  - łupki węglowe lub cienkie wkładki węgla o grubości ok. 0,4m występujące między iłowcem i piaskowcem.
- skały w spągu pokładu:
  - iłowce szare często zlustrowane z laminami węgla grubości od 2,1m do ok. 7,5m,
  - mułowce zapiaszczone grubość od 1,7m do ok.7,5m.,
  - piaskowce od 5,0m do ok. 9,0m od spągu pokładu ich grubość jest zmienna.

Przykładowe układy warstw stropowych i spągowych w otoczeniu pokładu 501 przedstawiono na rysunku 2.1 do 2.2/




Rys. 2.1. Profil geologiczny przez otwór wiertniczy Murcki 1 (65)




Rys. 2.2. Profil geologiczny przez otwór wiertniczy G-36 (2010)

Wśród zagrożeń naturalnych w pochylni zbiorczej F można wyróżnić:
- IV kategoria zagrożenia metanowego,
- klasa B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego,
- III stopień zagrożenia tąpaniami,
- III grupa samozapalności węgla,
- I stopień zagrożenia wodnego.

W pochylni zbiorczej F zastosowano obudowę podporową podatna spłaszczoną otwartą typu:
- ŁPSp3R-V32/6,2x4,1, (3,8)
- ŁPSp3R-V32/6,5x4,1, (3,8m)- na poszerzeniach wyrobisk,

ze stosowaniem kotwienia między odrzwiami obudowy.
Założona wysokość wyrobiska została podyktowana przewidywanym wyciśnięciem spągu, które może dochodzić lokalnie do 1m.
Odrzwia obudowy przez zwiększoną zakładkę na łukach ociosowych ze stropnicowymi mają możliwość uzyskania zwiększonej szerokości tzw. kształtu rozwartego o możliwości przejęcia zwiększonej deformacji od strony ociosu.
Gabaryty projektowanego wyrobiska określa zastosowana obudowa ŁPSp3R-V32/4/6,2x4,1:
- szerokość użyteczna wyrobiska w spągu - min. 6,2 m,
- szerokość wyrobiska w wyłomie - min. 6,6 m,
- wysokość użyteczna wyrobiska - min. 3,8 m,
- wysokość wyrobiska w wyłomie obudowy - min. 4,3 m.

## 3. ANALITYCZNE OKREŚLENIE PODSTAWOWYCH PARAMETRÓW OBUDOWY PODPOROWO – KOTWOWEJ I JEJ KONSTRUKCJA

Dla celów projektowych średnią wytrzymałość skał stropowych określono na poziomie:

$$R_{cśr} = 40 \text{ MPa}$$

z współczynnikiem osłabienia skał $k_o$ wynikającym z :
- dużej głębokości, $H = 1100$m
- występowania uskoków i zaburzeń,
- zmienności zalegania,
- wymaganej długotrwałości powyżej 20 lat

o wielkości $k_o = 0,6$.
Wytrzymałość węgla w pokładzie 501 oszacowano na wielkość $R_{cw} = 12,0$ MPa.

Dla warunków gdy głębokość zalegania wyrobisk przekracza głębokość krytyczną (co ma miejsce w warunkach projektowanych wyrobisk w pokładzie 501) określa się zasięg strefy spękań (powyżej, której należy usytuować końce kotwi) z hipotezy de Saint Venanta za pomocą modelu prof. Kłeczka:
- dla wyrobiska o kształcie łukowym spłaszczonym :

$$h_{sn} = \frac{S_w}{2}\sqrt{\frac{3 \cdot k_n \cdot \gamma_{sr} \cdot H}{k_o \cdot R_{cgsr}}} - \frac{W_w}{2}$$

gdzie:
$H$ - głębokość zalegania wyrobiska,
$S_w$ - szerokość wyrobiska w wyłomie,
$W_w$ – wysokość wyrobiska w wyłomie,

$\gamma_{sr}$ - średni ciężar objętościowy skał stropowych.
$k_n$ – współczynnik koncentracji naprężeń,
$k_o$ – współczynnik osłabienia skał stropowych

W strefie przodkowej gdy przed wystąpieniem ostatecznej strefy odprężonej kształtuje się strefa odprężona wg modelu Cymbariewicza.
Według teorii Cymbariewicza wysokość ostatecznej strefy odprężonej wynosi:

$$h_{sn1} = \frac{5 \cdot S_n}{k_o \cdot R_{cgsr[0-3m]}}$$

gdzie:
szerokość strefy odprężonej na wysokości stropu wyrobiska wynosi :

$$S_n = S_w + 2W_w \cdot tg(45^o - \varphi/2)$$

$S_n$ – szerokość strefy odprężonej na wysokości stropu z uwzględnieniem odprężenia ociosów,
$k_o$ – współczynnik osłabienia skał stropowych,
$R_{cgśr}$ – średnia wytrzymałość skał stropowych z badań penetrometrycznych.

$$S_n = S_w + 2\Delta S$$
$$\Delta S = W_w \bullet tg(90-\Phi)$$

gdzie:
- Φ nachylenie ociosowej strefy odłamu do poziomu: □□□□□□□□□□□□□□□
- □□□kąt tarcia wewnętrznego skał ociosowych: □□= arctg • ($k_{oc}$ • $R_{coc}$ • 0,1)

Zastępcze obciążenie równoważne wynosi:

$$q_{śr} = \gamma_{śr} \cdot h_{sn1}$$

Wielkość dodatkowego obciążenia dynamicznego od prognozowanych wstrząsów określona wg A. Bilińskiego wynosi:

$$p_o = \frac{1}{0{,}4 \cdot \frac{H^{2/3}}{A_s} + 0{,}4 \cdot H^{2/3} + 9}$$

gdzie:
$H$ – odległość od środka grubej warstwy stropowej do stropu wyrobiska w m,
$A_s$ - energia sejsmiczna w MNm,
Obciążenie obliczeniowe obudowy zwiększa się o tzw. współczynnik przeciążenia:

$$q_o = n \cdot q_{śr} + p_o$$

gdzie :
$n$ – współczynnik przeciążenia uwzględniający lokalne wpływ nierównomierności obciążenia oraz nachylenia wyrobiska.
$n$ = 1,0 – 1,2 dla wyrobiska poziomego,
$n$ = 1,1 – 1,2 dla wyrobiska nachylonego do 20°,
$n$ = 1,2 – 1,3 dla wyrobiska nachylonego powyżej 20°.

Dla analizowanych obudów ( gabarytów) wyniki obliczeń zestawiono w tablicy 1.

W rozwiązaniu obudowy projektuje się stosowanie kotwi prętowych oraz kotwi długich strunowych.

Obliczenia stref odprężonych wokół wyrobiska wykazała, że bezpośrednio w przodku w chwili drążenia chodników wysokość strefy odprężonej wynosi ( tab.1):

$$h_{sn1} = 1{,}75\text{m}$$

minimalna długość kotwi prętowych musi wynosić:

$$l_k = 0{,}2 + h_{sn1} + 0{,}5 = 0{,}2 + 1{,}75 + 0{,}5 = 2{,}45\text{m}$$

Ostatecznie kotwie prętowe wklejane na całej długości w przodku powinny mieć długość całkowitą

$$L_{kc} = 2{,}7\text{m}$$

Minimalna liczba kotew prętowych która przeniesie ciężar strefy odprężonej o grubości 1,75m wynosi:

$$n_{kp} = (s_b \cdot S_w \cdot \gamma \cdot h_{sn1})/N_{kl}$$

gdzie:

$s_b$ - współczynnik bezpieczeństwa

$h_{sn1}$ wysokość strefy odprężonej w przodku,

$N_{kl}$ nośność pojedynczej kotwi prętowej po zabudowie

Minimalna liczba kotew prętowych:

$$n_{kp} = (s_b \cdot S_w \cdot \gamma \cdot h_{sn1})/N_{kl}$$

Tablica 1. Wyniki obliczeń strefy odprężonej i obciążenia ostatecznego działającego na odrzwia obudowy w projektowanych chodnikach

| Lp | Typ obudowy | Sw w m | Ww w m | Kn | ko | Rc w MPa | H w m | hsn w m | q w kN/m$^2$ | $n_p$ | $p_o$ w kN/m$^2$ | $q_o$ w kN/m$^2$ |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1 | **ŁPSp3R-V32/6,2x4,1** | 6,6 | 4,4 | 1 | 0,6 | 40 | 1100 | 4,04 | 105,0 | 1,2 | 13,1 | 139,1 |
| 2 | **ŁPSp3R-V32/6,5x4,1** | 6,9 | 4,4 | 1 | 0,6 | 40 | 1100 | 4,32 | 112,4 | 1,2 | 13,1 | 148,0 |
| 3 | **ŁPSp3R-V32/7,2x4,1** | 7,6 | 4,4 | 1 | 0,6 | 40 | 1100 | 4,98 | 129,6 | 1,2 | 13,1 | 168,6 |

Liczba kotew prętowych budowana między odrzwiami dla zapewnienia stateczności stropu powinna wynosi minimum 4 sztuk na 1 metrze długości wyrobiska.

Dla warunków pochylni zbiorczej F projektuje się stosowanie kotwi prętowych wklejanych o średnicy pręta $\Phi$ 22mm o długości 2,7m i nośności ( wytrzymałości pręta 250 kN) budowanych w otworach o średnicy 28mm na trzech ładunkach klejowych o łącznej długości w otworze minimum 1,8m.

Uwzględniając duża głębokość zalegania wyrobiska 1000 do 1100m, wysoka koncentracja naprężeń powiększa stan deformacji wokół wyrobiska i istnieje konieczność obok kotwienia krótkiego (prętami) stosowania kotwienia wysokiego w postaci kotwi strunowych.

Kotwie strunowe projektuje się wykonać przez zabudowę minimum jednej kotwi w osi wyrobiska. Kotew strunową należy iniekować na całej długości otworu Rozwiązanie takie pozwala poszerzyć strefę kotwionego stropu.

Dla zwiększenia stateczności odrzwi podporowych w pierwszym okresie drążenia wyrobiska zaleca się budowanie jednego podciągu stalowego skręconego do łuków stropnicowych.

Kotwie strunowe projektuje się jako kotwie iniekcyjne o nośności minimum 400 kN budowane w pierwszym etapie na ładunkach klejowych. Generalnie projektuje się zabudowę jednej kotwi strunowej na odrzwia podporowe w wyrobisku korytarzowym.

Minimalna długość kotwi iniekcyjne musi wynosić:

$$l_{ki} = 0{,}2 + h_{sn1} + 1{,}5 = 0{,}2 + 4{,}04 + 1{,}5 = 5{,}74\text{m}$$

Ostatecznie długość minimalna kotwi strunowych projektuje się na wielkość 6,0m Ze względu na wymaganą długotrwałość kotwie powinny być iniekowane za pomocą spoiw mineralnych lub chemicznych.

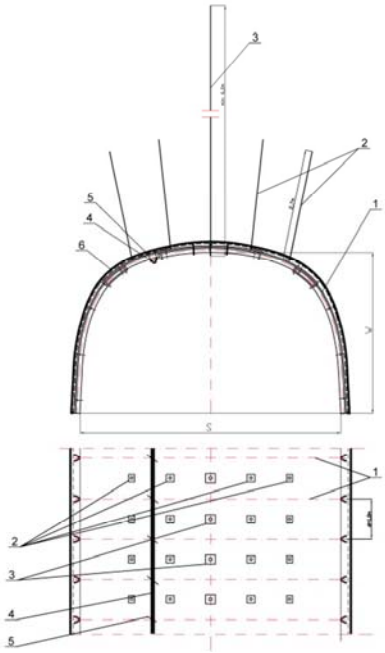
Dla uzyskania właściwej współpracy obudowy z górotworem należy wykonać szczelną wykładkę za obudową. W strefach zaburzeń czy większych opadów stropu zaleca się wykonać podsadzkę za obudową za pomocą worków wypełnianych hydraulicznie spoiwem mineralnym.

## 4. WARIANTY KONSTRUKCJI OBUDOWY DOSTOSOWANE DO WARUNKÓW GEOLOGICZNO – GORNICZYCH

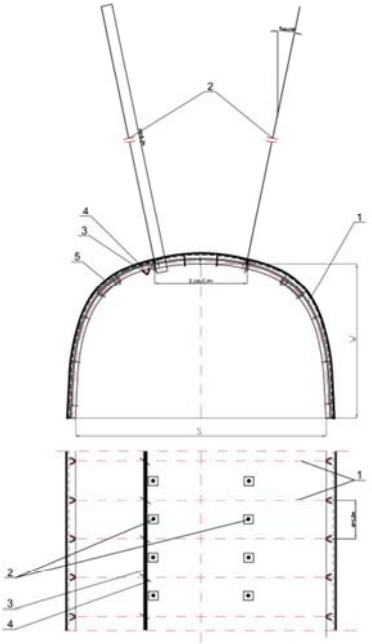
W projekcie obudowy podporowo – kotwowej zaprojektowano stosowanie odrzwi obudowy:

- ŁPSp3R-V32/6,2x4,1, w rozstawie co 1,0m
- ŁPSp3R-V32/6,5x4,1, - na poszerzeniach wyrobisk, w rozstawie co 1,0m

z zabudową między odrzwiami minimum 4 kotwie prętowe wklejane Φ 22-2,7m z zabudową kotwi strunowej iniekcyjnej o nośności min. 400 kN i długości min.6,0m w stropie przy wykonywaniu szczelnej wykładki z zabudową podciągu stalowego skręcanego z odrzwiami śrubami hakowymi i strzemionami kątowymi. Kotwienie wysokie może być prowadzone za strefą manewrową kombajnu. W strefach uskokowych rozstaw odrzwi nie może być większy od 0,75m. Obudowa jest stablizowana rozporami budowanym co 1,2m na obwodzie odrzwi obudowy oraz podciągiem. Siatki za odrzwiami należy wykonywać jako łańcuchowo węzłowe w wersji ciężkiej uwzględniając wymagany długi czas istnienia wyrobiska. Rozwiązanie podstawowe odrzwi przedstawiono na rysunku 4.1. Ze względów technologicznych zaprojektowano również rozwiązanie alternatywne przy stosowaniu wysokiego kotwienia za pomocą kotwi strunowych wg rys.4.2. Ogólny widok wykonywanej obudowy przedstawiono na rysunku 4.3 i 4.4.



Rys.4.1. Schemat rozwiązania obudowy na odcinku pochylni zbiorczej F
1 - Odrzwia stalowe ŁPSp3R-V32/4//6,2x4,1m,
2- kotwie prętowe, 3- kotew strunowa 4 – podciąg stalowy, 5 – złącza kątowe do podciągu.



Rys.4.2. Schemat rozwiązania obudowy na odcinku chodnika badawczego F
1 - Odrzwia stalowe ŁPSp3R-V32/4//6,2x4,1m,
2- kotwie strunowe i długości minimum 6m, 3 – podciąg stalowy, 4 – złącza kątowe do podciągu.



Rys.4.3. Widok ogólny pochylni zbiorczej F w obudowie ŁPSp3R-V32/4/6,2x4,1 w rozstawie odrzwi 1,0m z kotwieniem między odrzwiami



Rys.4.4. Zabudowa kotwi między odrzwiami obudowy podporowej ŁPSp3R-V32/4/6,2x4,1

## 5. TECHNOLOGICZNE ASPEKTY DRAŻENIA WYROBISK

Technologia drążenia wyrobisk korytarzowych w obudowie podporowo – kotwowej wymaga rozwiązania wykonywania obudowy podporowej oraz obudowy kotwowej. Istotą rozwiązania musi być technologia, w której zabudowa kotwi odbywa się w przodku, a co najmniej w strefie manewrowej kombajnu. Praktycznie do kotwienia są stosowane urządzenia takie jak:

- kotwiarki indywidualne,
- wozy kotwiowe,
- manipulatory budowane na kombajnie,
- manipulatory podwieszane do obudowy podporowej,
- kombajny CM z urządzeniami kotwiącymi.

Dla warunków pochylni zbiorczej F w pokładzie 501 kotwienie prowadzono za pomocą wozu kotwiowego z pojedynczym urządzeniem kotwiącym o szerokości ok. 1,2m i długości ok. 5,5m pozwalający prowadzić kotwienie bezpośrednio w przodku jak i na długości kombajnu.

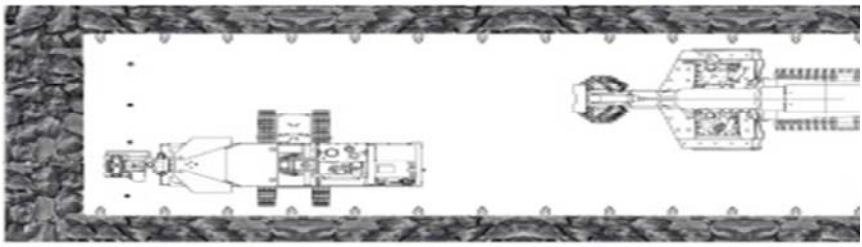
Widok wozu kotwowego (Samojezdny wóz kotwiący typu EZ- K10) pracującego na długości kombajnu przedstawiono na rysunku 5.1, a zabudowę kotwi między odrzwiami na rysunku 5.2. Możliwości manewrowe jak i gabaryty wozu kotwiowego pozwalają prowadzić kotwienie bezpośrednio w przodku (rys.5.3.) po wycofaniu kombajnu lub kotwienie z drugiej strony ociosu po jego przejeździe.



Rys.5.1. Wóz kotwowy pracujący na długości kombajnu



Rys.5.2. Zabudowa kotwi prętowej za pomocą wozu kotwiącego



Rys.5.2. Kotwienie wozem kotwowym w przodku po wycofaniu kombajnu (układ po obrocie podwozia o 90$^{o}$)

## 6. EKONOMICZNE UWARUNKOWANIA ZASTOSOWANIA OBUDOWY PODPOROWO - KOTWOWEJ

Obudowa podporowo –kotwowa wykonywana na bazie odrzwi obudowy ŁPSp3R-V32/6,2x3,8m w warunkach pochylni zbiorczej F i pochylni wentylacyjnej F na głębokości ok. 1000m wykazała możliwość uzyskania określonych efektów technicznych jak i ekonomicznych.

Kształt i gabaryty obudowy ŁPSp3R w stosunku do obudowy tradycyjnej pozwoliły na efektywne zastosowanie kotwienia realizowanego w strefie przodkowej za pomocą wozu kotwowego

W rozwiązaniu uzyskano:

- zwiększenie rozstawu odrzwi obudowy podporowej do wielkości 1,0m,
- zmniejszoną pobierkę skały płonnej ze spągu, rys.6.1.i 6.2.
- zwiększony postęp drążenia dochodzący do 9m/dobę (9 odrzwi na dobę) przy rozstawie, co 1m z kotwieniem w stosunku do postępu w odrzwiach obudowy ŁP12 przy rozstawie, co 0,75m wynoszącego ok. 6,75m ( 9 odrzwi na dobę).

Zwiększony postęp wyrobiska w obudowie podporowo – kotwowej pozwolił na odcinku o długości ok. 938 znacznie skrócić czas drążenia oraz wygenerować zmniejszone koszty wynikające z robocizny, materiałów, zmniejszonej pobierki kamienia.




Rys. 6.1 Porównanie wielkości przekrojów poprzecznych wyrobisk w odrzwiach obudowy spłaszczonej ŁPSp3R i standardowej ŁP12/v32/4/A



Rys. 6.2 Przekrój pochylni w odrzwiach obudowy spłaszczonej ŁPSp3R-V32/6/2x3,8m dostosowane do wysokości pokładu przy ograniczonej grubości przybierki skały płonnej w spągu

## 7. WNIOSKI KOŃCOWE

1. Rozwiązanie obudowy podporowo – kotwowej w warunkach pochylni zbiorczej F zrealizowano na bazie odrzwi obudowy ŁPSp3R-V32/4/6,2x3,8 w rozstawie, co 1,0m z zabudowa kotwi między odrzwiami w dwóch rozwiązania alternatywnych wynikających z uwarunkowań technologicznych.

2. Warunki geologiczne i parametry geotechniczne skał górotworu pozwoliły obudowę kotwową wykonać między odrzwiami obudowy podporowej przez stosowanie:

- 4 kotwi wklejanych prętowych o długości 2,7m,
- 1 kotwi strunowej wklejanej i iniektowanej o długości 6,0m,

lub alternatywnie dwóch kotwi strunowych o długości 6,0m budowanych między odrzwiami.

3. Doświadczenia praktyczne wykazały, że zastosowane rozwiązanie obudowy podporowo – kotwowej może być realizowane przy wykorzystaniu wozu kotwowego z kotwieniem między odrzwiami na długości kombajnu i w przodku.

4. Praktyczna realizacja 938 metrów pochylni zbiorczej F i chodnika zbiorczego F wykazała przydatność rozwiązania i uzyskanie zakładanych efektów technicznych jak i ekonomicznych.

5. Obserwacja wyrobiska wykazuje, że zachowuje ono wysoką stateczność w części stropowej jak i ociosowej bez deformacji odrzwi, okładzin siatkowych, podkładek kotwi. Skały spągowe wykazują tendencje do przemieszczeń, co związane jest z znaczna głębokością lokalizacji ok. 1000m.

## LITERATURA

[1]. GŁUCH P.: Projekt obudowy kotwowo – podporowej dla pochylni zbiorczej F, pochylni wentylacyjnej F, oraz chodnika badawczego F z odcinkiem kamiennym w pokładzie 501/II dla KHW S.A. KWK"Murcki – Staszic" lipiec 2014r

[2]. Katalog obudów specjalnych ŁPSp, ŁPSpA, ŁPSpW, ŁPSpP, ŁPSpN, ŁPSp3R - ETG Sp. z o.o. – 2016 ul. Groniec 1 41-260 Sławków

[3]. KUDELA J., HORST R., KRASUCKI K., ŚPIEWAK T., GŁUCH P.: Rozwiązanie obudowy spłaszczonej dla chodnika przyścianowego - Cuprum 2015 nr 1

## Experience from Application Stele Support with Bolt Placed in Inclined Plane F in Seam 501 in Coal Mine "Murcki-Staszic"

*Key words: mining, steel support, roadways*

# Odmetanowanie ścian z wykorzystaniem nadległych chodników drenażowych – doświadczenia KWK „Murcki-Staszic” na przykładzie ściany 12b-S w pokładzie 510 na poziomie 900 m

# Methane Drainage of Walls Using Overlying Sidewalks of Drainage - the Experience of KWK "Murcki-Staszic" for Example Wall 12b-S on Coal Seam 510 at Level 900 m

Marek Skuza
*KWK „Murcki-Staszic”*

Artur Ciołek-Żelechowski
*KWK „Murcki-Staszic”*

Arkadiusz Bąk
*KWK „Murcki-Staszic”*

STRESZCZENIE: W artykule przestawiono doświadczenia KWK „Murcki-Staszic” z prowadzenia odmetanowania Ściany 12b-S w pokładzie 510 przewietrzanej systemem na „U”, które ze względu na uwarunkowania geologiczne i wysoki poziom zagrożenia metanowego prowadzone było w oparciu o wyrobisko nadległe (drenażowe).
SUMMARY: In the article are given experience of KWK "Murcki-Staszic" with the conduct of methane drainage Wall 12b-S on coal seam 510 ventilated system to "U", which, due to geological conditions and high levels of methane hazard was conducted based on the excavation of overlying (drainage) .

SŁOWA KLUCZOWE: metan, zagrożenie metanowe, górnictwo, odmetanowanie górotworu.
KEY WORDS: methane, methane hazard, mining, methane drainage rock.

## 1. WSTĘP

Wybór metody wydobycia jest w znacznym stopniu uzależniony od geologicznych warunków złoża. Obecnie większość światowej produkcji węgla pochodzi z kopalń wydobywających węgiel metodą głębinową. W Polsce wydobycie węgla kamiennego odbywa się wyłącznie tą metodą. W przypadku wydobycia metodą głębinową istnieją dwie główne metody: wybieranie komorowo-filarowe oraz eksploatacja przy użyciu technologii ścianowej. Przy wybieraniu komorowo-filarowym złoża są eksploatowane poprzez wydrążenie w pokładzie węgla sieci „komór”, które są zabezpieczane filarami ochronnymi z węgla, mającymi na celu podtrzymanie stropów. Filary te mogą obejmować do 40% węgla znajdującego się w pokładzie – w późniejszych etapach węgiel ten może być również wybierany. Wybieranie technologią ścianową polega na całkowitym wybieraniu węgla z odcinka pokładu, zwanego inaczej przodkiem, przy użyciu kombajnów zmechanizowanych. Wybieranie tą metodą wymaga starannego zaplanowania, tak by zapewnić utrzymanie korzystnej struktury geologicznej. Prowadzenie takiej eksploatacji węgla związane jest ze współwystępowaniem szeregu zagrożeń naturalnych bezpośrednio wpływających na bezpieczeństwo pracy, jak i wielkość wydobycia. Do najistotniejszych zagrożeń należą tutaj zagrożenie metanowe i pożarowe.

Zagrożenie metanowe jest jednym z najgroźniejszych zjawisk towarzyszących wydobyciu węgla kamiennego.Obserwowany w ostatnich latach wzrost tego zagrożenia jest bezpośrednio związany z rosnącą głębokością prowadzenia robót górniczych. Złoża karbońskie, zwłaszcza w centralnej i południowej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, przykryte są nadkładem warstw trzecio i czwartorzędowych o znacznej miąższości i niewielkiej przepuszczalności. Skutkuje to wysoką gazonośnością pokładów węgla i współwystępowaniem wolnego metanu, co utrudnia eksploatację, stwarzając przy tym duże zagrożenie w trakcie prowadzenia robót górniczych. Powyższe czynniki, szczególnie w ostatnich kilku latach, powodują także narastanie zagrożenia wyrzutami gazów i skał. Zagrożenie to jest, obok pożarowego głównym zagrożeniem występującym w KWK „Murcki-Staszic". Przedmiotowy artykuł ma na celu przedstawienie doświadczeń wynikających z eksploatacji pokładu 510 Ścianą 12b-S, prowadzonej w warunkach wysokiej metanowości. W ścianie tej zastosowano odmetanowanie z wykorzystaniem wyrobiska nadległego w celu zwiększenia skuteczności odmetanowania i poprawy bezpieczeństwa pracy. Zebrane podczas biegu Ściany 12b-S doświadczenia w prowadzeniu odmetanowania pozwoliły na opracowanie optymalnej technologii jego prowadzenia dla kolejnych ścian w tej partii pokładu. Sposób taki, uwzględniający lokalne warunki geologiczno – górnicze, pozwala zminimalizować zagrożenie metanowe umożliwiając bezpieczną eksploatację ścianą o bardzo wysokiej metanowości.

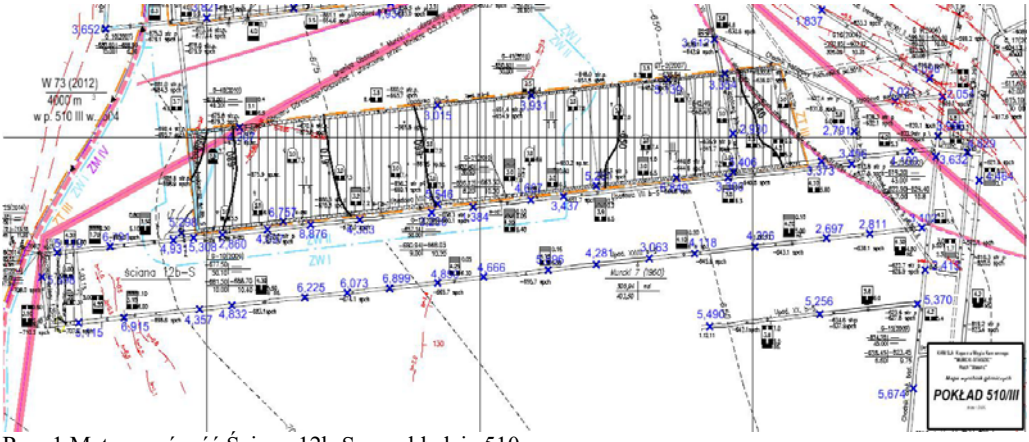
## 2. OGÓLNA CHARAKTERYSTYKA POKŁADU I ZAGROŻEŃ NATURALNYCH

Warstwy geologiczne w tym rejonie zapadają pod kątem 4° do 5° w kierunku zachodnim i południowo-zachodnim. Miąższość pokładu 510 w rejonie Upadowej VIII b-S wynosiła od 9,50m do 10,60m. W stropie pokładu 510 występowały:
we wschodniej części: skały zbudowane w przewadze z iłowców i iłowców zapiaszczonych o miąższości 30,0m, a powyżej pokład 501. W odległości ok. 21,00m ponad pokładem 510, wśród iłowców występują piaskowce o miąższości do 2,0m (G 25(2010)), w centralnej części kolejno: iłowce i iłowce zapiaszczone o miąższości od 2,00m do 10,0m, piaskowce lub piaskowce z przewarstwieniami iłowców o miąższości od 6,00m do 13,50m, iłowce od 4,00m do 6,00m, węgiel od 0,15m do 1,30m, iłowiec od 0,50m do 0,85m, węgiel pokładu 501 (G12(2009), G21(2010), G33(2010)), w zachodniej części kolejno: iłowce i iłowce zapiaszczone o miąższości 2,65m, mułowce 1,35m, piaskowce 4,0m, iłowce 3,60m, piaskowce 21,0m, iłowce 1,20m, węgiel 0,40m, iłowce z laminami węgla 0,80m, węgiel pokładu 501(G10(2009)) lub iłowce i iłowce zapiaszczone 4,80m, piaskowce 19,50m, iłowce 3,00m, węgiel 1,00m, iłowce 3,00m, węgiel pokładu 501 (G-225(2014)). W spągu pokładu 510 występują: iłowce lub iłowce zapiaszczone 1,00m - 1,20m (G21(2010), G33(2010)) lub mułowce i mułowce z piaskowcami o miąższości 0,65m – 1,30m a poniżej iłowce zapiaszczone o miąższości 1,25m – 1,50m (G10(2009), G12(2009)). Pokład 501 składa się z warstwy węgla bez przerostów. Miąższość pokładu na wybiegu wyrobiska wynosiła od 4,05m do 6,0m. Pochylnia metanowa VIII'a-S badawcza została wykonana w drugiej, przystropowej warstwie pokładu. W stropie pokładu w centralnej części występowały kolejno: iłowce i iłowce zapiaszczone o miąższości 12,65m, piaskowce 1,00m, iłowce 2,50m, piaskowce do 4,00m (G12 (2009)) lub iłowce i iłowce z laminami węgla o miąższości 2,70m a ponad nimi mułowce o miąższości 4,45 (G21 (2010)). W części zachodniej wybiegu wyrobiska ponad pokładem znajdowały się iłowce o miąższości 0,20m, a ponad nimi piaskowce o miąższości 0,10m i dalej mułowce 2,20m, piaskowce o miąższości 3,45m, piaskowce z przewarstwieniem mułowca 1,80m, piaskowce 1,95m (G10 (2009)). W spągu pokładu występowały kolejno: iłowce o miąższości od 0,50m do 0,85m, poniżej których znajdowała się

warstwa węgla o miąższości od 0,15m do 1,30m, iłowce lub iłowce zapiaszczone od 4m do 7,7m, piaskowce miąższości od 6m do 13,5m (G21(2010, G12 (2009), G33 (2010)).

## 3. SPOSÓB PROWADZENIA EKSPLOATACJI ŚCIANY W WARUNKACH ZWIĘKSZONEGOZAGROŻENIA METANOWEGO.

Pokład 510 w polu S zaliczony jest do IV kategorii zagrożenia metanowego decyzją Dyrektora OUG w Katowicach z dnia 08.12.1997 r. L.dz. VII-0239/10/Że/97. W trakcie wykonanych badań metanonośności pokładu 510 w polu S w parceli Ściany 12b-S stwierdzono maksymalną wartość wynoszącą 8,876 $m^3$ CH4/Mgcsw Wyrobiska okonturowujące Ścianę 12b-S zaliczone zostały do pomieszczeń ze stopniem „c" niebezpieczeństwa wybuchu metanu. Na podstawie „Dynamicznej prognozy metanowości bezwzględnej dla Ściany 12b-S w pokł. 510 pole S na poz. 900m KWK „Murcki-Staszic Ruch „Staszic"; maksymalna wartość metanowości bezwzględnej dla projektowanego wydobycia rzędu 3588 Mg/d i postępu do 8m/d wynosiła 28,27 $m^3$ $CH_4$/min.




Rys. 1 Metanonośność Ściany 12b-S w pokładzie 510

Fig. 1 Methane bearing capacity wall 12b-S on coal seam 510

| Postęp ściany, m/d | 1 m/d | 1,5 m/d | 2 m/d | 2,5 m/d | 3 m/d | 3,5 m/d | 4 m/d | 4,5 m/d | 5 m/d | 5,5 m/d | 6 m/d | 6,5 m/d | 7 m/d | 7,5 m/d | 8 m/d | 8,5 m/d | 9 m/d | 9,5 m/d | 10 m/d |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Wydobycie dobowe Mg | 449 | 673 | 897 | 1 121 | 1 346 | 1 570 | 1 794 | 2 018 | 2243 | 2 467 | 2 691 | 2 915 | 3 140 | 3 364 | 3 588 | 3 812 | 4 037 | 4 261 | 4 485 |
| S1 (do 100 m) | 4,36 | 5,81 | 7,14 | 8,38 | 9,57 | 10,70 | 11,80 | 12,86 | 13,89 | 14,90 | 15,89 | 16,86 | 17,81 | 18,74 | 19,66 | 20,57 | 21,46 | 22,35 | 23,22 |
| S2 (100-200m) | 5,83 | 7,78 | 9,57 | 11,25 | 12,85 | 14,39 | 15,87 | 17,32 | 18,72 | 20,10 | 21,44 | 22,76 | 24,06 | 25,33 | 26,59 | 27,83 | 29,06 | 30,27 | 31,46 |
| S3 (200-300m) | 5,83 | 7,78 | 9,57 | 11,25 | 12,85 | 14,39 | 15,87 | 17,32 | 18,72 | 20,10 | 21,44 | 22,76 | 24,06 | 25,33 | 26,59 | 27,83 | 29,06 | 30,27 | 31,46 |
| S4 (300-400m) | 6,03 | 8,05 | 9,91 | 11,65 | 13,30 | 14,90 | 16,43 | 17,93 | 19,38 | 20,80 | 22,20 | 23,56 | 24,91 | 26,23 | 27,53 | 28,82 | 30,08 | 31,34 | 32,58 |
| S5 (400-500m) | 6,20 | 8,27 | 10,18 | 11,96 | 13,66 | 15,30 | 16,88 | 18,41 | 19,90 | 21,36 | 22,79 | 24,20 | 25,58 | 26,93 | 28,27 | 29,59 | 30,89 | 32,18 | 33,45 |
| S6 (500-600m) | 6,20 | 8,27 | 10,18 | 11,96 | 13,66 | 15,30 | 16,88 | 18,41 | 19,90 | 21,36 | 22,79 | 24,20 | 25,58 | 26,93 | 28,27 | 29,59 | 30,89 | 32,18 | 33,45 |
| S7 (600-700m) | 6,03 | 8,05 | 9,90 | 11,64 | 13,29 | 14,88 | 16,42 | 17,90 | 19,36 | 20,77 | 22,16 | 23,52 | 24,86 | 26,18 | 27,47 | 28,75 | 30,02 | 31,26 | 32,50 |
| S8 (700-800m) | 5,39 | 7,08 | 8,70 | 10,23 | 11,68 | 13,07 | 14,41 | 15,72 | 16,99 | 18,23 | 19,45 | 20,64 | 21,81 | 22,97 | 24,10 | 25,22 | 26,33 | 27,42 | 28,50 |
| S9 (800-900m) | 4,83 | 6,44 | 7,91 | 9,29 | 10,60 | 11,86 | 13,08 | 14,25 | 15,40 | 16,52 | 17,62 | 18,69 | 19,75 | 20,78 | 21,81 | 22,81 | 23,81 | 24,79 | 25,76 |
| S10 (900-1000m) | 4,73 | 6,30 | 7,74 | 9,09 | 10,37 | 11,60 | 12,79 | 13,94 | 15,06 | 16,16 | 17,23 | 18,27 | 19,31 | 20,32 | 21,32 | 22,30 | 23,27 | 24,23 | 25,17 |
| S11 (1000-1100m) | 4,52 | 6,02 | 7,39 | 8,68 | 9,90 | 11,07 | 12,20 | 13,30 | 14,36 | 15,40 | 16,42 | 17,42 | 18,40 | 19,36 | 20,31 | 21,24 | 22,16 | 23,07 | 23,97 |
| S12 (1100-1200m) | 5,06 | 6,76 | 8,30 | 9,76 | 11,14 | 12,46 | 13,74 | 14,98 | 16,19 | 17,37 | 18,53 | 19,66 | 20,77 | 21,87 | 22,95 | 24,01 | 25,06 | 26,10 | 27,12 |
| S13 (1200-1300m) | 4,51 | 6,01 | 7,39 | 8,68 | 9,90 | 11,07 | 12,20 | 13,30 | 14,37 | 15,41 | 16,44 | 17,44 | 18,42 | 19,39 | 20,34 | 21,27 | 22,20 | 23,11 | 24,02 |
| S14 1300-1415m) | 4,43 | 5,90 | 7,26 | 8,52 | 9,72 | 10,88 | 11,99 | 13,07 | 14,12 | 15,15 | 16,16 | 17,14 | 18,11 | 19,06 | 20,00 | 20,92 | 21,83 | 22,73 | 23,62 |

Rys. 2 Prognoza metanowości bezwzględnej dla Ściany 12b-S w pokładzie 510

Fig. 2 Forecast absolute methane bearing capacity wall 12b-S on coal seam 510

4. SPOSÓB PRZEWIETRZANIA ŚCIANY.

Ściana 12b-S w pokładzie 510/III przewietrzana była systemem zwrotnym „U" z doprowadzeniem i odprowadzeniem powietrza wzdłuż calizny węglowej.

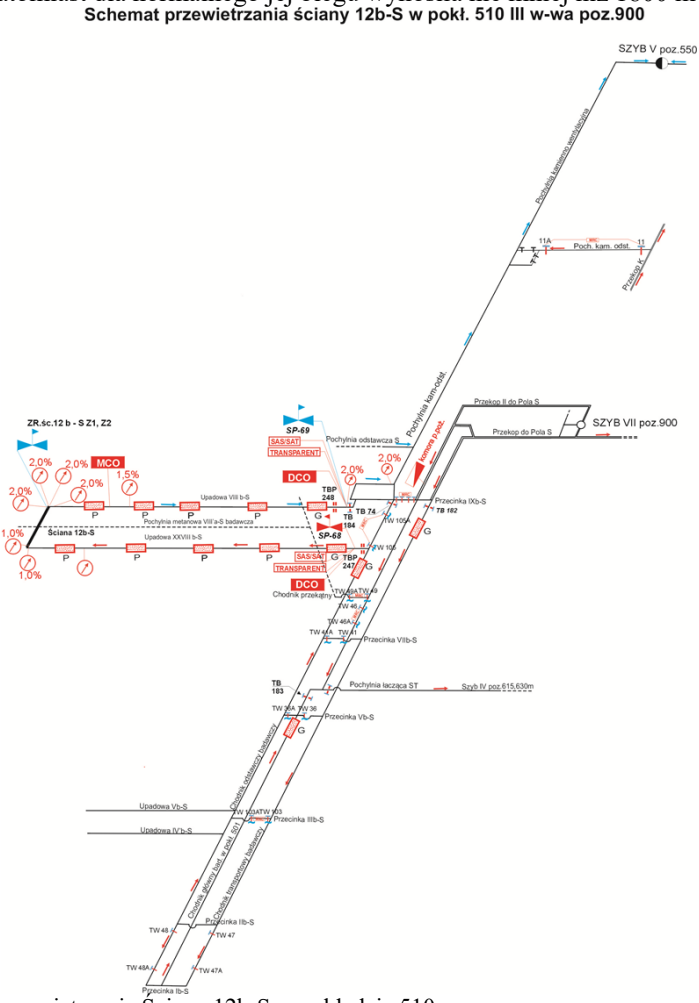
Powietrze do Ściany 12b-S doprowadzane było:

z Szybu VII poz. 900 m, Podszybiem szybu VII poz. 900 m, Przekopem do pola S poz. 900 m, Przecinką kamienną S, Przekopem II do pola S, Chodnikiem transportowym badawczym, Przecinką Ib-S, Chodnikiem odstawczym badawczym, Przecinką II'b-S, Przecinką IIIb-S, Przecinką Vb-S, Przecinką VIIb-S, Upadową XXVIIIb-S.

Powietrze ze Ściany 12b-S odprowadzane było:

Upadową VIIIb-S, Chodnikiem łączącym b-S, Upadową wentylacyjną b-S, Chodnikiem odstawczym badawczym, Pochylnią kamienną odstawczą poz. 900m, Pochylnią kamienną wentylacyjną, Podszybiem szybu V poz. 550 m (strona zachodnia), Szybem V od poz. 550 m.

Ilość powietrza przepływającego przez Ścianę 12b-S w fazie rozruchu nie była mniejsza niż 1500 $m^3$/min natomiast dla normalnego jej biegu wynosiła nie mniej niż 1800 $m^3$/min.

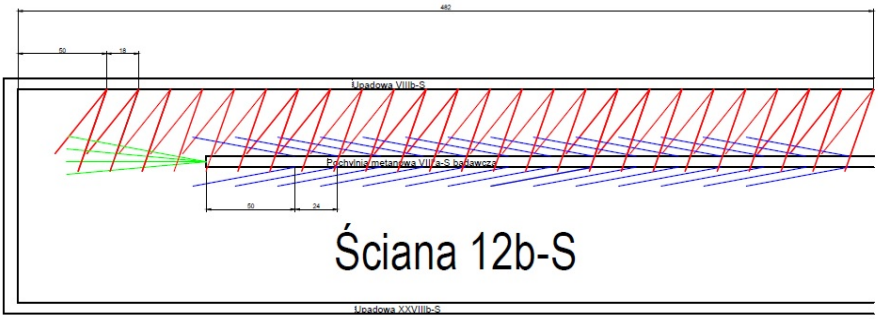



Rys. 3 Schemat przewietrzania Ściany 12b-S w pokładzie 510

Fig. 3 Diagram ventilation wall 12b-S on coal seam 510

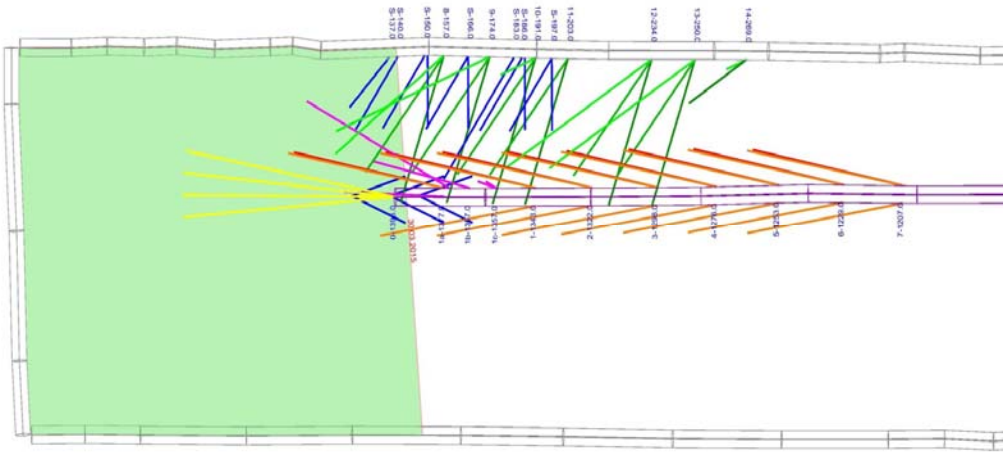
5. ODMETANOWANIE

W związku z uzyskanymi wynikami prognozy metanowości bezwzględnej Ściana 12b-S na jej eksploatacyjnym wybiegu była prowadzona z zastosowaniem odmetanowania górotworu. Zgodnie z projektem, odmetanowanie Ściany 12b-S prowadzone było poprzez otwory metanowe wiercone ze stanowisk znajdujących się w Upadowej VIIIb-S w pokł. 510 oraz ze stanowisk wykonanych w Pochylni metanowej VIII'a-S badawczej w pokł. 501. Z Upadowej VIIIb-S w pokł. 510 zaprojektowano ujmowanie metanu wiązkami, po dwa otwory długości 50m w wiązce. Odległość pomiędzy wiązkami wynosiła około 18m. Otwory z Pochylni metanowej VIII'a-S badawczej w pokł. 501 wykonywane były w wiązkach, w odległości wzajemnej 24m. Z pierwszej wiązki zaprojektowanej w czole wyrobiska, wykonane zostały cztery otwory o długościach 80m. Kolejne wiązki stanowiły po dwa otwory o długości 60m. Po zaniechaniu drążenia otworów metanowych z Upadowej VIIIb-S, ilość otworów w wiązce wzrosła do trzech a w końcowej fazie do czterech otworów. Pochylnia metanowa VIII'a-S badawcza w pokł. 501 przewietrzana była z zastosowaniem wentylatora w układzie tłoczącym. Wraz z postępem Ściany 12b-S pochylnia była sukcesywnie „skracana" poprzez zabudowę tam izolacyjnych o konstrukcji przeciwwybuchowej w odległościach co około 150m, za którymi pozostawiany był rurociąg metanowy. Otwory wiercone z Upadowej VIIIb-S w pierwszej fazie eksploatacji Ściany 12b-S nie spełniły swojej roli, nie zapewniając wymaganej koncentracji i efektywności odmetanowania. W kolejnym, II etapie odmetanowanie ściany prowadzono otworami drenażowymi wierconymi z Pochylni metanowej VIII'a-S badawczej. W związku z brakiem zakładanych efektów oraz dla zintensyfikowania wydzielania się metanu wykonano dodatkowe strzelania zruszające górotwór co ułatwiło formowanie się zawału i uzyskanie efektywności odmetanowania powyżej 50%. Rurociąg o średnicy ø200mm był utrzymywany w Upadowej VIIIb-S do zakończenia biegu ściany i na bieżąco skracany.



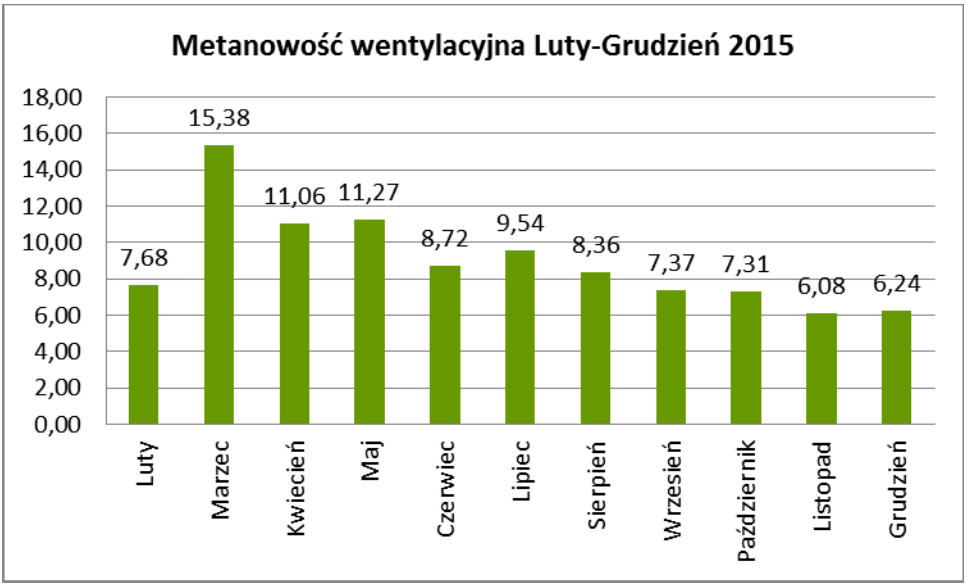

Rys. 4 Schemat projektowanych otworów wierconych przez oddział GU dla odmetanowania Ściany 12b-S z Upadowej VIIIb-S/510 oraz Pochylni metanowej VIII'a-S badawczej/501.

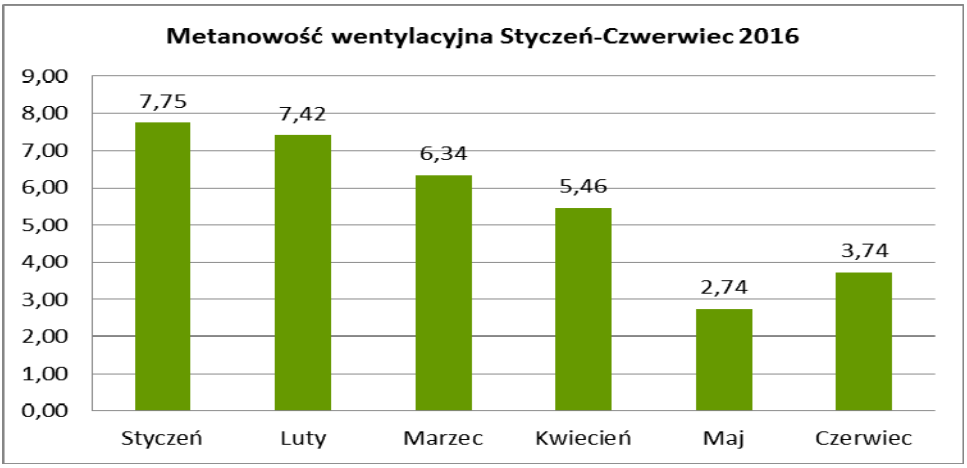
Fig. 4 The proposed scheme of holes drilled by GU for methane drainage Wall 12b-S on coal seam 510 with Slope VIIIb-S/510 and Ramp methane VIII'a-S research/501.

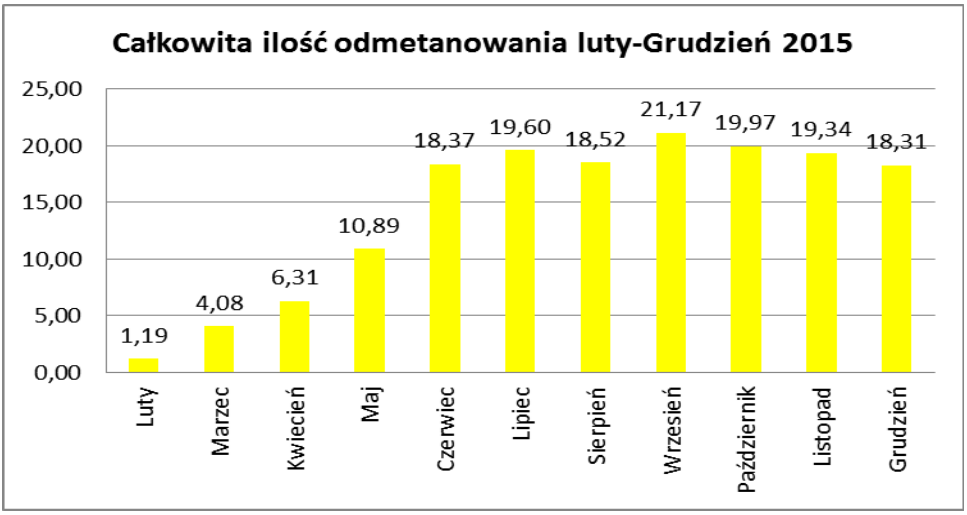


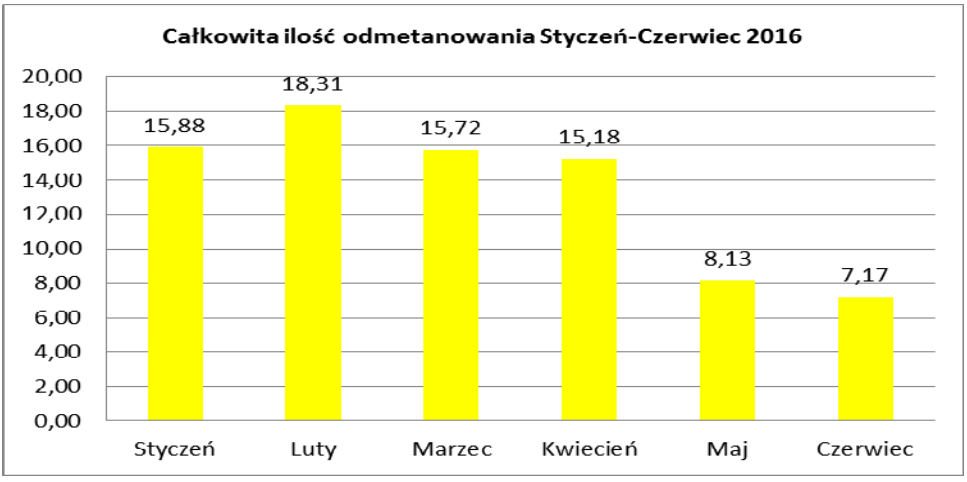
Rys. 5 Schemat projektowanych oraz dodatkowych otworów wierconych przez oddział GU dla odmetanowania Ściany 12b-S z Upadowej VIIIb-S/510 oraz Pochylni metanowej VIII'a-S badawczej/501
Fig. 5 The proposed scheme and additional holes drilled by GU for methane drainage Wall 12b-S on coal seam 510 with Slope VIIIb-S/510 and Ramp methane VIII'a-S research/501.

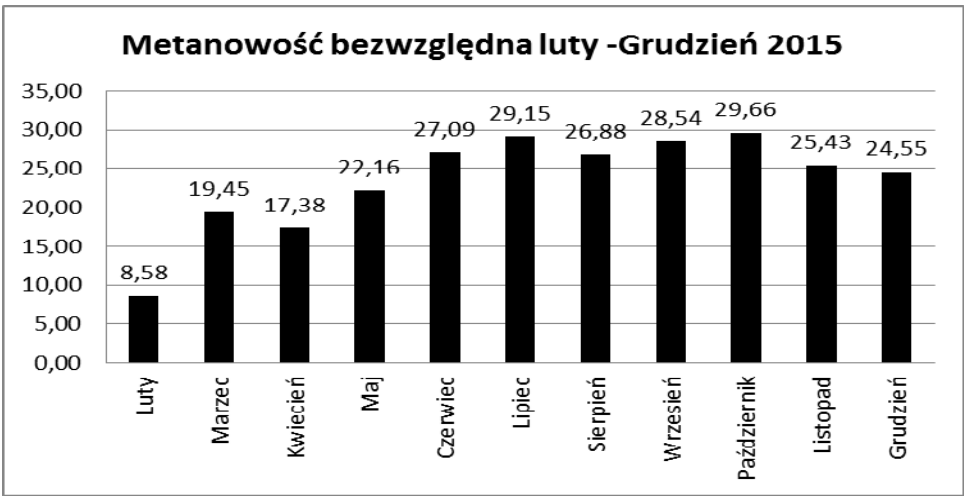
## 6. KSZTAŁTOWANIE SIĘ METANOWOŚCI WENTYLACYJNEJ, BEZWZGLĘDNEJ, WIELKOŚCI ODMETANOWANIA ORAZ EFEKTYWNOŚCI ODMETANOWANIA PODCZAS BIEGU ŚCIANY 12B-S.

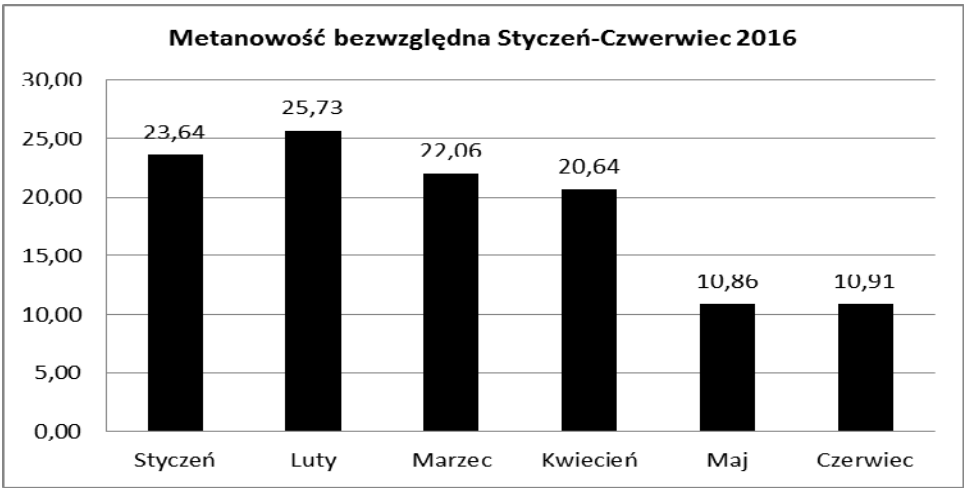


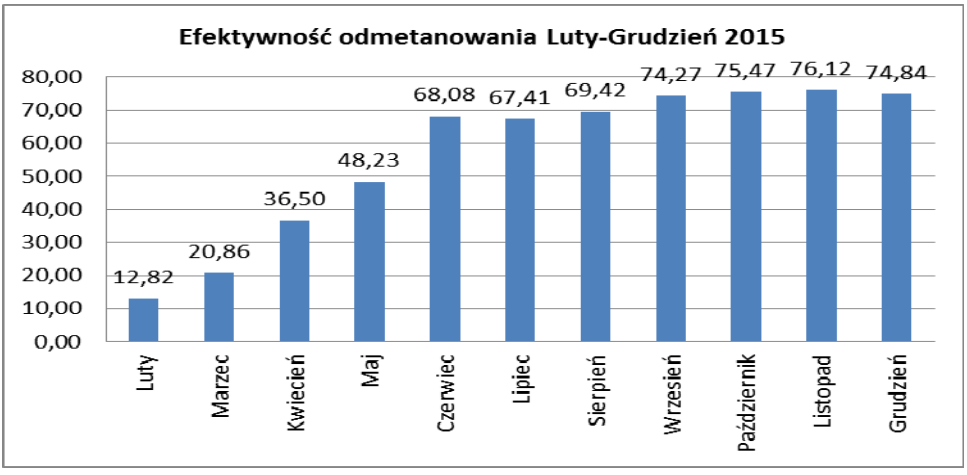

Metanowość wentylacyjna Styczeń-Czwerwiec 2016
9,00
8,00
7,00
6,00
5,00
4,00
3,00
2,00
1,00
0,00
7,75
7,42
6,34
5,46
2,74
3,74
Styczeń
Luty
Marzec
Kwiecień
Maj
Czerwiec

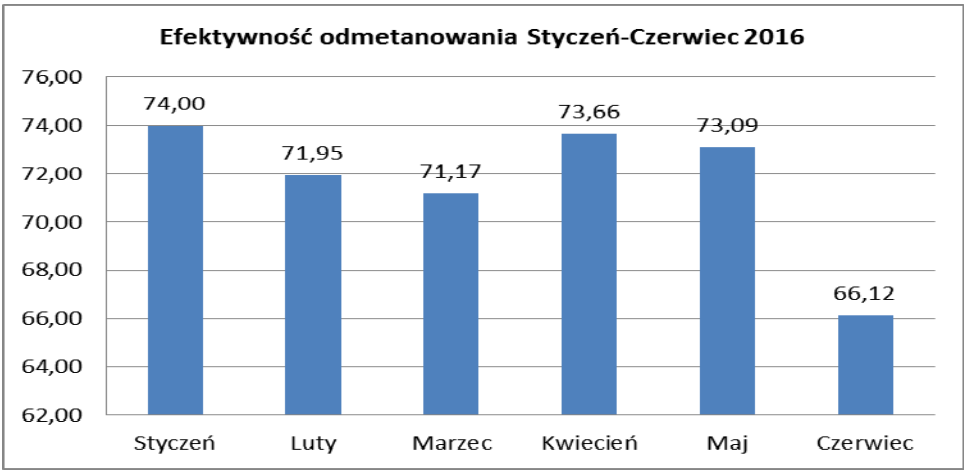

Całkowita ilość odmetanowania luty-Grudzień 2015
25,00
20,00
15,00
10,00
5,00
0,00
1,19
4,08
6,31
10,89
18,37
19,60
18,52
21,17
19,97
19,34
18,31
Luty
Marzec
Kwiecień
Maj
Czerwiec
Lipiec
Sierpień
Wrzesień
Październik
Listopad
Grudzień

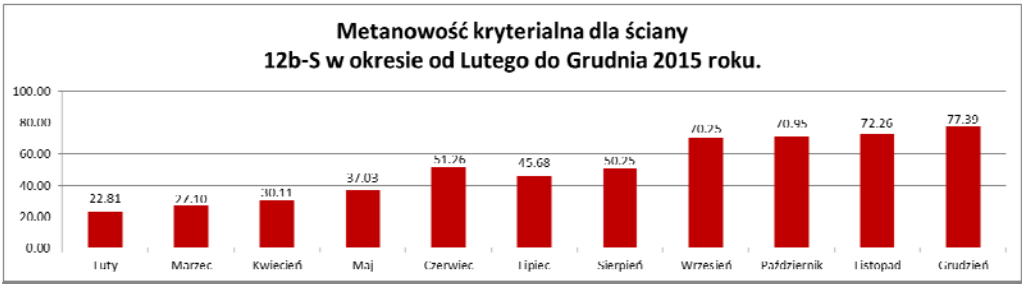

Całkowita ilość odmetanowania Styczeń-Czerwiec 2016
20,00
18,00
16,00
14,00
12,00
10,00
8,00
6,00
4,00
2,00
0,00
15,88
18,31
15,72
15,18
8,13
7,17
Styczeń
Luty
Marzec
Kwiecień
Maj
Czerwiec

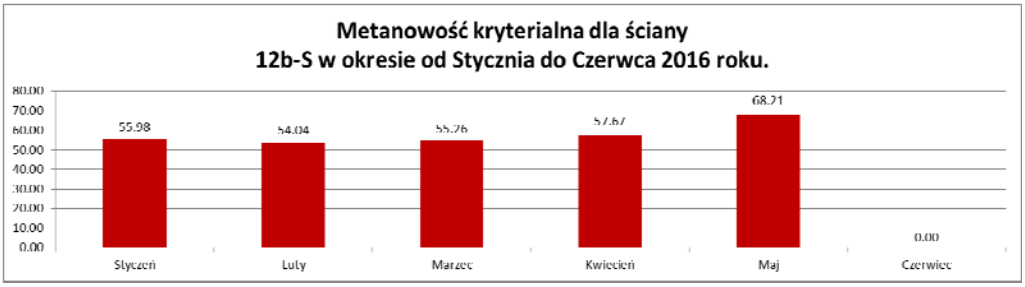

Metanowość bezwzględna luty -Grudzień 2015
35,00
30,00
25,00
20,00
15,00
10,00
5,00
0,00
8,58
19,45
17,38
22,16
27,09
29,15
26,88
28,54
29,66
25,43
24,55
Luty
Marzec
Kwiecień
Maj
Czerwiec
Lipiec
Sierpień
Wrzesień
Październik
Listopad
Grudzień

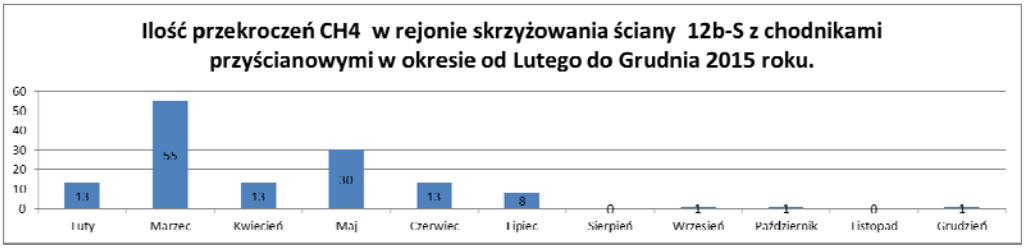

Metanowość bezwzględna Styczeń-Czwerwiec 2016
30,00
25,00
20,00
15,00
10,00
5,00
0,00
23,64
25,73
22,06
20,64
10,86
10,91
Styczeń
Luty
Marzec
Kwiecień
Maj
Czerwiec

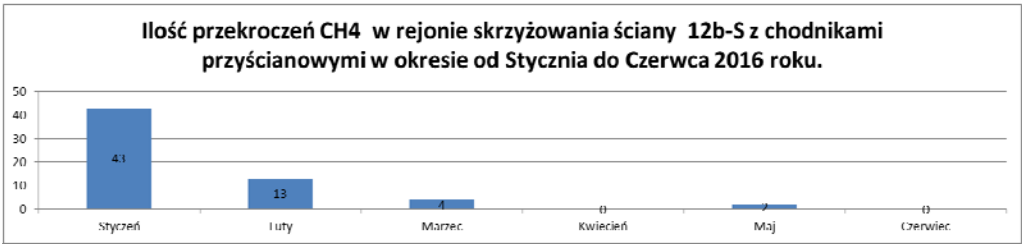

Efektywność odmetanowania Luty-Grudzień 2015
80,00
70,00
60,00
50,00
40,00
30,00
20,00
10,00
0,00
12,82
20,86
36,50
48,23
68,08
67,41
69,42
74,27
75,47
76,12
74,84
Luty
Marzec
Kwiecień
Maj
Czerwiec
Lipiec
Sierpień
Wrzesień
Październik
Listopad
Grudzień


Efektywność odmetanowania Styczeń-Czerwiec 2016
76,00
74,00
72,00
70,00
68,00
66,00
64,00
62,00
74,00
71,95
71,17
73,66
73,09
66,12
Styczeń
Luty
Marzec
Kwiecień
Maj
Czerwiec


Metanowość kryterialna dla ściany
12b-S w okresie od Lutego do Grudnia 2015 roku.
100.00
80.00
60.00
40.00
20.00
0.00
22.81
27.10
30.11
37.03
51.26
45.68
50.25
70.25
70.95
72.26
77.39
Luty
Marzec
Kwiecień
Maj
Czerwiec
Lipiec
Sierpień
Wrzesień
Październik
Listopad
Grudzień


Metanowość kryterialna dla ściany
12b-S w okresie od Stycznia do Czerwca 2016 roku.
80.00
70.00
60.00
50.00
40.00
30.00
20.00
10.00
0.00
55.98
54.04
55.26
57.67
68.21
0.00
Styczeń
Luty
Marzec
Kwiecień
Maj
Czerwiec


Ilość przekroczeń CH4 w rejonie skrzyżowania ściany 12b-S z chodnikami
przyścianowymi w okresie od Lutego do Grudnia 2015 roku.
60
50
40
30
20
10
0
13
55
13
30
13
8
0
1
1
0
1
Luty
Marzec
Kwiecień
Maj
Czerwiec
Lipiec
Sierpień
Wrzesień
Październik
Listopad
Grudzień




7. PODSUMOWANIE

Prowadzenie bezpiecznej i efektywnej eksploatacji ścianowej w pokładach silnie metanowych wymaga stosowania skutecznej profilaktyki metanowej opartej na prawidłowym doborze systemu przewietrzania, a przede wszystkim zwalczania zagrożenia metanowego. Doświadczenia wyniesione z eksploatacji ściany w pokładach silnie metanowych przewietrzanych systemem na „U" wzdłuż calizny węglowej, przy efektywnym systemie odmetanowania zapewniającym ujęcie co najmniej 50% wydzielanego metanu pozwalają wysnuć wniosek, że taka eksploatacja jest możliwa i bezpieczna. Należy zaznaczyć, że skuteczność takich rozwiązań zależy od przyjętego systemu odmetanowania i lokalnych warunków górniczo – geologicznych. Doświadczenia uzyskane podczas prowadzenia Ściany 12b-S wykazały bardzo dużą skuteczność odmetanowania za pomocą chodnika drenażowego. Odmetanowanie takie wymaga jednak ciągłego monitoringu i reagowania na zmiany lokalnych warunków mających wpływ na ujęcie metanu i rzeczywistą metanowość bezwzględną środowiska ściany. Zastosowanie opisanej metody odmetanowania determinuje możliwość wykonania wyrobiska w pokładzie znajdującym się w zasięgu strefy desorpcji lub adaptowania wyrobiska nadległego wykonanego w innych celach, a spełniającego te same kryteria.

W trakcie prowadzenia odmetanowania Ściany 12b-S przez Dział Usług Górniczych wykonano łącznie 14.797m otworów metanowych. Koszt całkowity związany z odmetanowaniem Ściany 12b-S (robocizna w tym wiercenie otworów oraz regulacja parametrów odmetanowania i przebudowa rurociągów, amortyzacja maszyn i urządzeń, osprzęt), zamknął się sumą 2.940.000PLN. Zlecając wykonanie kompleksowego odmetanowania firmie zewnętrznej (wg. stawek wynegocjowanych w przetargach w KHW S.A. w latach 2013-2015), całkowity koszt odmetanowania Ściany 12b-S wyniósłby 5.900.000PLN + koszt wykonania projektu technicznego odmetanowania. Oszczędności z tego tytułu wyniosły 2.960.000PLN.

# Badania laboratoryjne obudowy kotwowej rozprężnej o długości 5,2 m

Krzysztof Skrzypkowski
*AGH Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków*
*e-mail: skrzypko@agh.edu.pl*

STRESZCZENIE: W artykule scharakteryzowano samodzielną obudowę kotwową w zależności od klasy stropu dla podziemnej eksploatacji złóż rud cynku i ołowiu oraz miedzi. Przedstawiono wybrane sposoby wzmacniania podstawowej obudowy kotwowej w górnictwie rudnym dla rejonu olkuskiego oraz Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego. Szczególną uwagę zwrócono na kotwienie powyżej 2,6 m. Ponadto artykuł przedstawia charakterystykę obciążeniowo-przemieszczeniową obudowy kotwowej rozprężnej typu OB25/2 o długości 5,2 m. Określono maksymalne obciążenie, jakie przejmuje kotew zbudowana z żerdzi połączonych tulejami. Ponadto dla naciągu wstępnego, zakresu sprężystego oraz plastycznego określono maksymalne przemieszenia, które były mierzone za pomocą enkodera linkowego. Statyczne badania obudowy kotwowej rozprężnej, przeprowadzono na stanowisku laboratoryjnym Katedry Górnictwa Podziemnego symulującym warunki kopalniane w szczególności dla Zakładów Górniczych KGHM Polska Miedź S.A. Stanowisko umożliwia badanie długich żerdzi kotwowych w geometrycznej skali 1:1 dla różnych sposobów mocowania. Celem badań było uzyskanie charakterystyki obciążeniowo-przemieszczeniowej. Badania zostały przeprowadzone według jednolitej metodyki. Aby badania laboratoryjne jak najlepiej odpowiadały warunkom kopalnianym, na stanowisku laboratoryjnym zastosowano stalowy cylinder o średnicy zewnętrznej 102 mm i długości 600 mm, który wypełniony był rdzeniem skalnym (dolomit) ze stropu wyrobisk górniczych. W badaniach zastosowano obudowę kotwową rozprężną o całkowitej długości 5,2 m, która stanowi dodatkową obudowę wyrobisk eksploatacyjnych oraz coraz częściej jest stosowana do wzmacniania stropów oraz przy przebudowach w podziemnych kopalniach KGHM Polska Miedź S.A. Kotew rozprężna łączona długa OB25 składa się głowicy rozprężnej o średnicy 25 mm, gładkich stalowych żerdzi o średnicy 18,30 mm tulei łączących, podkładki kształtowej, podkładki kulowej, nakrętki tulejowej zakończonej łbem sześciokątnym (M20) oraz uszczelki. Przykładowe charakterystyczne parametry uzyskane podczas badań przedstawiono na rysunkach 11 i 12.

SŁOWA KLUCZOWE: Obudowa kotwowa rozprężna długa, górnictwo rudne

## 1. WPROWADZENIE

Podziemna eksploatacja złóż rud w Polsce jest realizowana w Legnicko-Głogowskim Okręgu Miedziowym (rudy miedzi) oraz w rejonie olkuskim (rudy cynku i ołowiu). Podstawowym sposobem zabezpieczenia wyrobisk przygotowawczych i eksploatacyjnych w obydwu rejonach jest obudowa kotwowa. W wyrobiskach górniczych, w których stosuje się samodzielną obudową kotwową istnieje niebezpieczeństwo nieprzewidzianego odpadania bloków skalnych do wyrobiska. Jednym z warunków bezpiecznej eksploatacji złóż rud jest możliwość utrzymania

określonych parametrów geometrycznych wyrobiska komorowego w pewnym okresie czasu. W tym przypadku stateczność komory, zdeterminowana jest graniczą rozpiętością stropu. W górnictwie rudnym zdarzają się przypadki, że przy rozpiętościach mniejszych od granicznych, wskutek zaburzeń strukturalnych, pojawiają się objawy niestateczności lokalnej w formie obwałów, zawałów lub rozwarstwień stropu (Korzeniowski i in. 2015). Zgodnie z obowiązującymi przepisami (Rozporządzenie 2002) przez zawał w wyrobisku wykonywanym w obudowie kotwowej w zakładach górniczych wydobywających rudy miedzi, cynku i ołowiu rozumie się niezamierzone, grawitacyjne przemieszczenie się do wyrobiska mas skalnych na skutek opadu skał stropowych na wysokość równą lub większą od długości kotew, powodujące całkowitą lub częściową utratę funkcjonalności lub bezpieczeństwa wyrobiska. W przypadku obwału, również następuje nagłe, nieplanowane odspojenie i odpadnięcie skotwionych warstw stropowych lub oderwanie i odpadnięcie skał z ociosów. W wyniku obwału, gruzowisko zawałowe nie wypełnia całej wysokości wyrobisk i mogą one nadal spełniać swoje funkcje. W kopalni „Olkusz – Pomorzany" masyw skalny charakteryzuje się występowaniem kawern, stref brekcji zapadliskowych, spękań, uskoków oraz strefami kontaktu różnych utworów skalnych, które decydują o bardzo dużej zmienności złoża. W warstwach stropowych dolomitu szarego często występuje gęsta sieć spękań o charakterze ciosu i ciosokliważu oraz spękania nieregularne, którą można zaobserwować zarówno w skałach nie zbrekcjonowanych jak i w brekcjach (rys. 1a). Cechą charakterystyczną skał węglanowych w rejonie LGOM jest ich budowa ławicowa (rys. 1b). Miąższość ławic skał węglanowych obejmuje zakres zmienności od kilku centymetrów do 1m. Skały węglanowe zalegające w stropie wyrobisk komorowych reprezentowane są przez dolomity ilaste, dolomity wapniste oraz wapień dolomityczny.



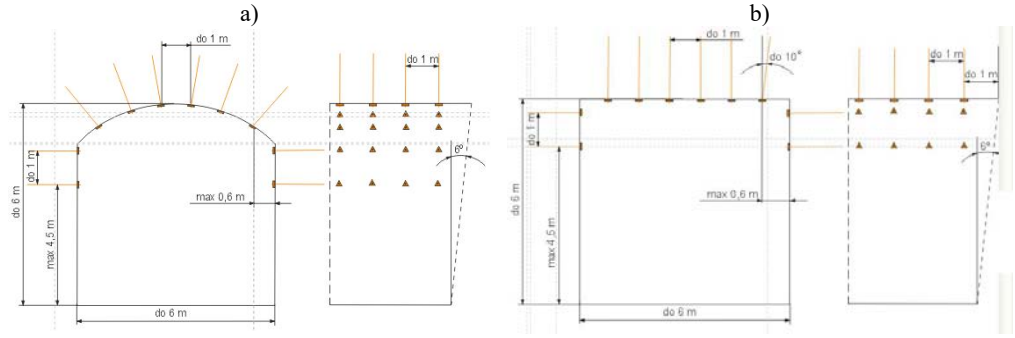

Rys. 1. Strop wyrobisk komorowych; a) rudy cynku i ołowiu, kopalnia (brekcja) „Olkusz-Pomorzany", b) rudy miedzi (budowa ławicowa), ZG „Polkowice-Sieroszowice"
Fig. 1. Roof of room excavations; a) zinc and lead ores (breccia) „Olkusz-Pomorzany" mine, b) copper ores (stratification bedding) „Polkowice-Sieroszowice" mine (photo. K. Skrzypkowski)

## 2. SAMODZIELNA OBUDOWA KOTWOWA

Doboru obudowy wyrobisk dokonuje Kierownik Działu Robót Górniczych na podstawie rozeznania warunków geologiczno-górniczych. W praktyce rozeznanie to realizowane jest poprzez określenie klasy stropu (tab. 1, rys. 2a, 2b, tab. 2, rys. 3a, 3b), opracowaną przez rzeczoznawcę. Dobór obudowy wykonywany jest na podstawie klasy stropu, przeznaczenia i projektowanych gabarytów wyrobiska z uwzględnieniem doświadczeń w stosowaniu obudowy kotwowej.

Tabela 1. Klasa stropu dla rud cynku i ołowiu (Rozporządzenie 2002)
Table 1. Roof class for zinc and lead ores

| Klasa stropu | Opis | Wytrzymałość na ściskanie Rc [MPa] | Współczynnik osłabienia masywu „c” | Kształt wyrobiska | Rodzaj obudowy |
|---|---|---|---|---|---|
| I | skały bardzo mocne | co najmniej 70 | powyżej 0,9 | prostokątny lub trapezowy | kotwowa lub brak obudowy |
| II | skały mocno uwarstwione | 50 ÷ 70 | 0,7 ÷ 0,9 | prostokątny lub trapezowy | kotwy rozprężne lub wklejane odcinkowo |
| III | skały kruche uwarstwione | 30 ÷ 50 | 0,5 ÷ 0,7 | strop płaski lub owalny | kotwy rozprężne lub wklejane odcinkowo |
| IV | skały słabe | 20 ÷ 30 | 0,4 ÷ 0,55 | strop owalny | kotwy wklejane odcinkowo lub na całej długości oraz opinka z siatki metalowej |
| V | skały bardzo słabe | poniżej 20 | mniejszy niż 0,4 | strop owalny | obudowa podporowa |
| Długość kotwi stropowych wynosi co najmniej 1,6 m. Podstawowym schematem kotwienia jest rozstaw kotwi 1 x 1 m do 1,2 x 1,2 m. Kotwieniu podlegają ociosy wyrobisk wysokości powyżej 4,5 m, przy czym pierwszy rząd wykonuj się 4,5 m od spągu, kotwami o długości co najmniej 1 m. | | | | | |



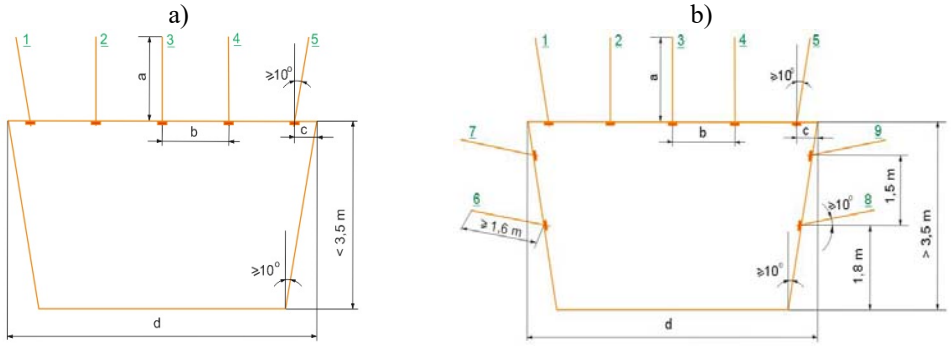

Rys. 2. Zabezpieczenie komory obudową kotwową; a) strop owalny, b) strop płaski (rudy cynku i ołowiu)
Fig. 2. Room support by means of rock bolts; a) oval roof, b) flat roof (zinc and lead ores)

Dla eksploatacji złóż rud ociosy wyrobisk korytarzowych powinny być odchylone na zewnątrz o kąt co najmniej 10°. Kotwieniu podlegają ociosy wyrobisk o wysokości powyżej 3,5 metra (bez względu na kąt pochylenia) oraz ociosy wyrobisk o wysokości do 3,5 m w przypadku braku możliwości odchylenia ich na zewnątrz. Długość kotwi ociosowych powinna wynosić co najmniej 1,6 m. Ociosy kotwi się w rozstawie 1,5×1,5 m z usytuowaniem dolnego rzędu w odległości około 1,8 m od spągu. Ociosy mogą być kotwione z opóźnieniem do 10 m do czoła przodka. Dla wyrobisk eksploatacyjnych ociosy powinny być odchylone na zewnątrz o kąt co najmniej 10°. W przypadku braku możliwości odchylenia ociosów na zewnątrz zabezpiecza się je w szczególności przez podsypanie urobkiem, zabudowanie stojaków lub przez zakotwienie.

Kotwieniu podlegają ociosy wyrobisk o wysokości powyżej 10 m, w przypadku występowania w części przystropowej zwięzłych gruboławicowych warstw dolomitowych. Długość kotwi ociosowych powinna wynosić nie mniej niż 1,8 m. Ociosy mogą być kotwione z opóźnieniem do 10 m w stosunku do czoła przodka (Rozporządzenie 2002).

Tabela 2. Klasa stropu dla rud miedzi (Rozporządzenie 2002)
Table 2. Roof class for copper ores

| Klasa stropu | Opis | Rozstaw kotew [m] | Maksymalne poszerzenie wyrobisk w fazie rozwiniętej eksploatacji | | | | | Maksymalne poszerzenie wyrobisk w fazie likwidacji, [m] | Rozstaw kotew [m] | Maksymalna szerokość wyrobisk [m] |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | Wysokość wyrobisk [m] | | | | | | | |
| | | | do 2,0 | do 5,0 | do 7,0 | do 7,0 | od 7,0 | | | |
| | | | Minimalna długość kotew [m] | | | | | | | |
| | | | 1,2 | 1,6 | 1,8 | 2,2 | 2,6 | | | |
| I | skały słabe | 1 x 1 | | 7,0 | 8,0 | 9,0 | 10,0 | 15,0 | 1 x 1 | 6,0 |
| II | skały średnio mocne I | 1,5 x 1,5 | | 9,0 | 10,0 | 11,0 | 12,0 | 17,0 | 1 x 1 | 7,0 |
| III | skały średnio mocne II | 1,5 x 1,5 | 8,0 | 10,0 | 12,0 | 13,0 | 14,0 | 18,0 | 1,5 x 1,5 | 7,0 |
| IV | skały mocne | 2 x 2 | 9,0 | 12,0 | 14,0 | 16,0 | 18,0 | 20,0 | 2 x 2 | 7,0 |
| V | skały bardzo mocne | 2 x 2 | 10,0 | 13,0 | 15,0 | 17,0 | 20,0 | 25,0 | 2 x 2 | 8,0 |
| | Wyrobiska eksploatacyjne | | | | | | | | Wyrobiska korytarzowe | |

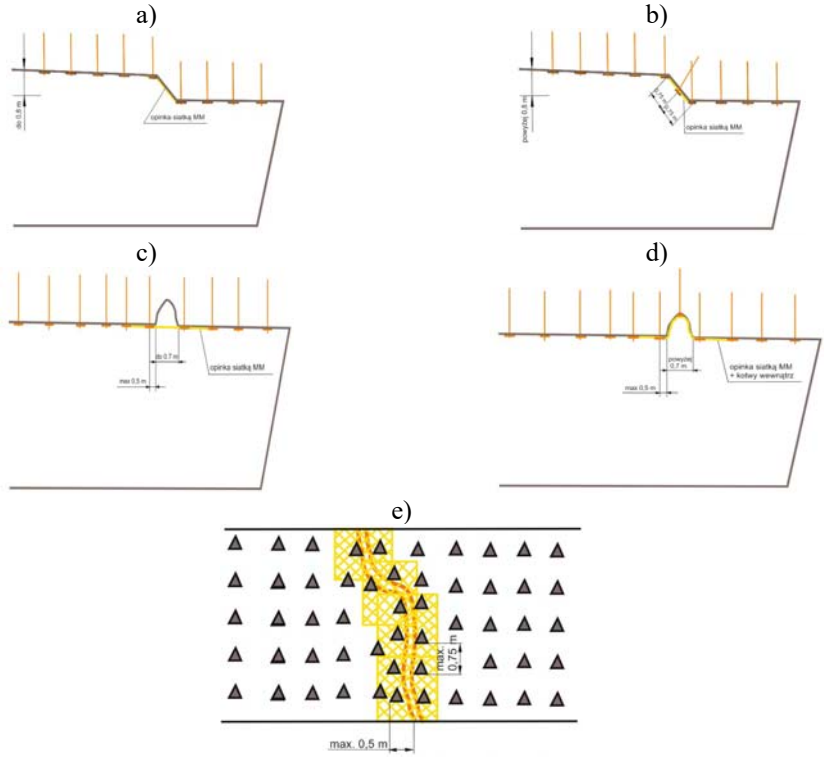



Rys. 3. Zabezpieczenie komory obudową kotwową dla wyrobisk korytarzowych
a) do 3,5m wysokości, b) powyżej 3,5 m wysokości; a – długość kotwy, b – rozstaw kotew, c – maksymalna odległość od ociosu (c ≤ b), d – szerokość komory, 1–9 – numery kotew
Fig. 3. Room support by means of rock bolts for drift excavations; a) up to 3,5m height, b) more than 3,5 m height ; a – length of bolt, b – net bolting, c – maximal distance from sidewall (c ≤ b), d – width of room, 1–9 – bolts numbers

## 3. DODATKOWA OBUDOWA W GÓRNICTWIE RUDNYM

### 3.1. *Dodatkowa obudowa dla podziemnej eksploatacji złóż rud cynku i ołowiu*

Dla podziemnej eksploatacji złóż rud cynku ołowiu dodatkowa obudowa jest stosowana w wyrobiskach, w których powstały zaburzenia stropowe w postaci szczeliny, progu i wyrwy o wysokości do 0,7 m, i 0,8 m oraz powyżej tych wartości (rys. 4a÷4e). Najczęściej stosuje się dodatkowy rząd kotew wraz z opinką stropu siatką MM. Ponadto w wyrobiskach, które wymagają dodatkowego podparcia, np. na skrzyżowaniach, stosuje się dodatkowo obudowę kasztową drewnianą. Kaszty zbudowane są drewnianych belek o średnicy od 100 do 300 mm. Belki kasztu łączone są za pomocą stalowych klamer. Stosy drewniane są puste (rys. 4f). W szczególności dla piątek klasy stropu w kopalni Olkusz-Pomorzany stosuje się obudowę ŁP-9 o wysokości 3,5 m i szerokości 5 m w rozstawie 0,5 m lub 1 m (rys. 4g, 4h). Opinka stropu powyżej zamków jest pełna wykonana z okładzin żelbetowych, okładzin metalowych, siatki okładzinowej zgrzewanej, natomiast poniżej zamków ażurowa lub na pełno z okładzin żelbetowych, okładzin metalowych, siatki MM, sitaki okładzinowej zgrzewanej. Łuki ociosowe w wyrobiskach, których spąg stanowią skały o wytrzymałości Rc > 30 MPa posadowione są bezpośrednio na spągu w gniazdach o głębokości 0,05÷0,10 m. W skałach o wytrzymałości Rc w zakresie 4÷30 MPa łuki ociosowe posadowione są na stalowych stopach podporowych lub betonitach fundamentowych. Dla wyrobisk, których spąg stanowią skały o wytrzymałości Rc < 4 MPa lub piasek łuki ociosowe należy posadowić na betonitach fundamentowych o powierzchni min 600 cm$^2$.



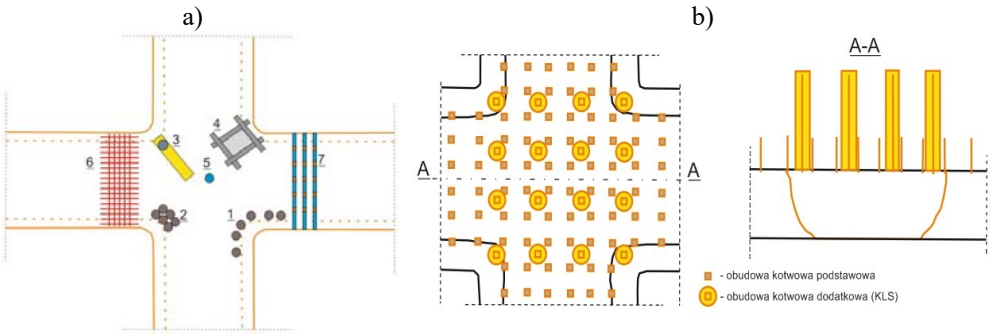
f) g) h)



Rys. 4. Dodatkowe zabezpieczenie wyrobisk; a) próg o wysokości do 0,8 m, b) próg o wysokości powyżej 0,8 m, c) wyrwa o średnicy do 0,7 m, d) wyrwa o średnicy powyżej 0,7 m, e) szczeliny w stropie, f) kaszt górniczy, g) łuk ociosowy z opinką ażurowa z okładzin żelbetowych, g) łuk stropnicowy z opinką pełną z okładzin żelbetowych
Fig. 4. Additional support of excavations; a) barrier with height up to 0,8 m, b) barrier with height more than 0,8 m, c) gap with diameter up to 0,7 m, d) gap with diameter more than 0,7 m, e) roof fissures, f) mining chocks, g) sidewall arch with openwork lagging made by reinforced concrete facing, h) roof arch with full lagging made by reinforced concrete facing (photo: K. Skrzypkowski)

### 3.2. *Dodatkowa obudowa dla podziemnej eksploatacji złóż rud miedzi*

W podziemnych kopalniach Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego przy podziemnej eksploatacji złóż rud miedzi systemami komorowo-filarowymi w miarę przesuwania się frontu następuje rozgniatanie calizn (filarów), pełzanie ociosów i zmiana rozpiętości wyrobisk. Intensywność tych zjawisk zależy od systemu urabiania w drugim etapie eksploatacji. Dla utrzymania odpowiedniego nachylenia ociosów w stronę calizny, stosuje się przybierkę ociosów.W czasie tego zabiegu lub samoistnie zdarzają się przypadki lokalnego poszerzenia wyrobisk ponad planowane wymiary. W miejscach stwierdzonych poszerzeń wyrobisk lub pogorszonych warunków stropowych stosuje się dodatkową obudowę wzmacniającą w postaci: obudowy kotwowej długiej, stropnic płytowych, poliestrowej siatki, stojaków ciernych i hydraulicznych, pojedynczych lub grupy stojaków drewnianych, stosów podporowych (rys. 5), obudowy murowej, obudowy murowo-stalowej, obudowy stalowej podporowej łukowo-podatnej (rys. 6), obudowy stalowej podporowej prostokątnej oraz inne metody mieszane.



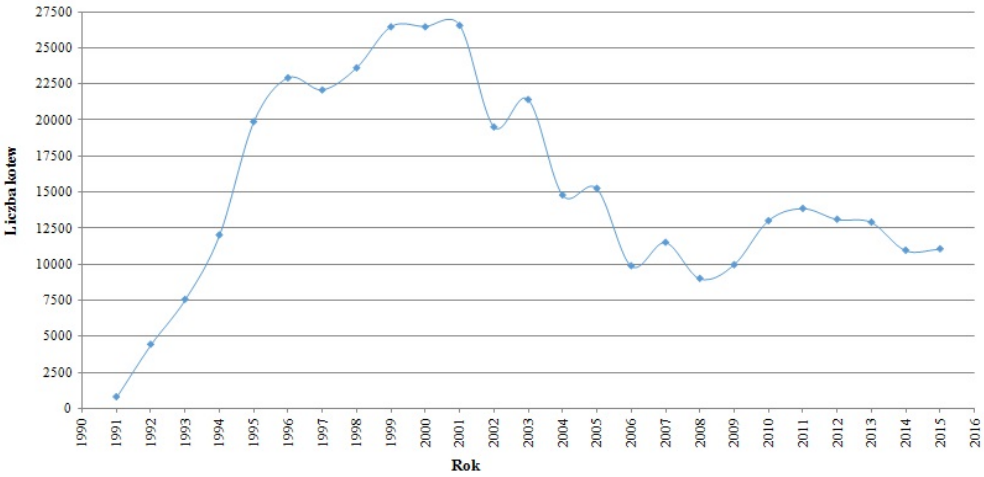

Rys. 5. Dodatkowa obudowa dla poszerzonych wyrobisk; a) metoda mieszana, 1 – rząd stojaków drewnianych, 2 – grupa stojaków drewnianych, 3 – stojak hydrauliczny, 4 – kaszt, 5 – obudowa kotwowa długa, 6 – poliestrowa siatka, 7 – stropnica płytowa, b) obudowa kotwowa linowo – spoiwowa długa
Fig. 5. Additional support for widen excavations; a) mixed method, 1 – row of wooden props, 2 – group of wooden props, 3 – hydraulic prop, 4 – mining crib, 5 – long rock bolt, 6 – polyester wire, 7 – roof-timber, b) cable – cement long bolts



Rys. 6. Obudowa łukowo podatna, betonowy fundament (rudy miedzi)
Fig. 6. Arch yielding support, concrete foundation (copper ores) (photo: K. Skrzypkowski)

### 3.3. *Kotwienie powyżej 2,6 m za pomocą kotwi linowo-spoiwowych*

W warunkach podziemnej eksploatacji złóż rud miedzi rejonu LGOM kotwienie powyżej 2,6 metra jest uważane za wysokie; są to kotwy linowo-spoiwowe o długości 5 m oraz 7 m. Do kotwienia wysokiego wyrobisk górniczych wykorzystywany jest samojezdny wóz do cementacji kotew linowych – WCKL. Wiercenie otworów technologicznych, wykonywanie obudowy kotwowej oraz innych prac pomocniczych jest wykonywane z podestu roboczego. Biorąc pod uwagę roczne zużycie wszystkich rodzajów kotew na jednej kopalni rud miedzi rejonu LGOM wynoszące około 1 mln sztuk (Skrzypkowski i in. 2016), to poziom zabudowywanych dodatkowych kotew kształtuje się to na poziomie ok. 10÷11 tys. sztuk rocznie (rys. 7, 8).




Rys. 7. Liczba zabudowanych kotew linowo-spoiwowych
Fig. 7. Number of built cable-cement bolts




Rys. 8. Liczba zabudowanych kotew linowo-spoiwowych z podziałem na długość
Fig. 8. Number of built cable-cement bolts with division into length

## 4. CHARAKTERYSTYKA OBCIĄŻENIOWO-PRZEMIESZCZENIOWA OBUDOWY KOTWOWEJ ROZPRĘŻNEJ O DŁUGOŚCI 5,2 M ROZCIĄGANEJ STATYCZNIE

Statyczne badania obudowy kotwowej rozprężnej, przeprowadzono na stanowisku laboratoryjnym (rys. 9a) Katedry Górnictwa Podziemnego symulującym warunki kopalniane w szczególności dla Zakładów Górniczych KGHM Polska Miedź S.A. Celem badań było uzyskanie charakterystyki obciążeniowo-przemieszczeniowej. Badania zostały przeprowadzone według jednolitej metodyki. W pierwszym etapie zabudowano kotew. Tryb zabudowy kotwy był uży-

wany do wykonywania czynności przygotowawczych przed przeprowadzeniem prób. Służył on do ustawienia wszystkich ruchowych elementów w żądanych pozycjach. Po zabudowaniu kotwy, ustalono statyczny charakter obciążenia. W trybie statycznym siła była zwiększana stopniowo. Kotew pozostawała pod działem siły na ustalonym poziomie. Wzrost obciążenia badanej kotwy oraz czas jej wstrzymania był realizowany za pomocą reduktora ciśnienia, aż do całkowitego zerwania kotwy. Obciążenie kotwy wykonano poprzez zastosowanie hydraulicznego układu, który składa się z ramy nośnej, na której zainstalowano blok 8 siłowników hydraulicznych. Ponieważ w badaniach zastosowano długie żerdzie, to na ramę nośną za blokiem siłowników umieszczono dodatkowo tuleje dwudzielne oraz cylinder wypełniony rdzeniem pobranym z kopalni. Pomiar siły na stanowisku laboratoryjnym był wykonywany za pomocą czterech tensometrycznych czujników siły. Czujniki były rozmieszczone co 90 stopni na tarczy pomiarowej. Całkowita siła rejestrowana podczas badań rozciągania żerdzi kotwowej była sumą wartości sił uzyskiwanych na poszczególnych czujnikach siły. W badaniach zastosowano czujniki typu KKM 50. Pomiar przemieszczeń elementów obudowy (w przypadku braku dostatecznego rozparcia głowicy rozprężnej w bloku) oraz wydłużenia żerdzi kotwowej był wykonywany za pomocą enkodera linkowego inkrementalnego typu HLS – S – 10 – 01. Enkoder przymocowany był na stałe do bloku siłowników, natomiast linka enkodera przemieszczała się wraz z wysuwem tarczy pomiarowej. Czujniki siły oraz przemieszczenia były podłączone do uniwersalnego wzmacniacza pomiarowego QuantumX MX840. Podczas procesu rozciągania kotwy wyniki pomiarów siły, oraz przemieszczenia były rejestrowane na bieżąco za pomocą specjalistycznego programu „CATMAN – EASY" (Skrzypkowski in. 2015). Program umożliwiał bieżącą (on-line) wizualizację i ocenę pomiaru. Zasilanie układu zapewnił zespół zasilacza hydraulicznego zbudowanego w oparciu o wielotłoczkową pompę o zmiennej wydajności z regulatorami stałej mocy i stałego ciśnienia. Maksymalne ciśnienie zasilania wynosi 31 MPa.

Aby badania laboratoryjne jak najlepiej odpowiadały warunkom kopalnianym, na stanowisku laboratoryjnym zastosowano stalowy cylinder o średnicy zewnętrznej 102 mm i długości 600mm, który wypełniony był rdzeniem skalnym (dolomit) ze stropu wyrobisk (rys. 9c, 9d). Dolomit charakteryzował się wytrzymałością na ściskanie wynoszącą co najmniej 100 MPa. Rdzeń miał średnicę 90 mm i był przy wklejony do rury za pomocą żywicy poliestrowej. W rdzeniu wykonano otwór o średnicy 25,4 mm dla głowicy rozprężnej o średnicy 25 mm. Dla głowicy rozprężnej o średnicy 28 mm w rdzeniu został wykonany otwór o średnicy 28,6 mm. Osiowo umieszczone otwory posiadły taką samą średnicę jak otwory wykonywane w stropach komór eksploatacyjnych. Żerdzie kotwowe łączono i wprowadzano ręcznie do stalowego cylindra przez tarczę pomiarową, otwór w hydraulicznym układzie obciążenia kotew oraz cylindry dwudzielne, który stanowiły dystans. Stalowy cylinder z rdzeniem skalnym znajdował się na końcu cylindra dwudzielnego. Następnie kotew w otworze zainstalowano przy użyciu momentu siły 300 Nm, co odpowiadało sile naciągu wstępnego na poziomie 52kN (rys. 9b). Jeden punkt rozparcia stanowiła zainstalowana głowica w rdzeniu skalnym (rys. 9c), natomiast drugim punktem rozparcia była nakrętka tulejowa, poprzedzona uszczelką, podkładką kulową oraz podkładką profilowaną, spoczywającą na tarczy wysuwnej hydraulicznego urządzenia do obciążenia kotew.Testy statycznego rozciągania obudowy kotwowej polegały na okresowym wzroście ciśnienia o 10 bar, które były wykonywane za pomocą pokrętła zaworu redukcyjnego znajdującego się na pulpicie sterującym. Każdy wzrost ciśnienia był poprzedzony czasem wstrzymania, który wynosił 20 s.

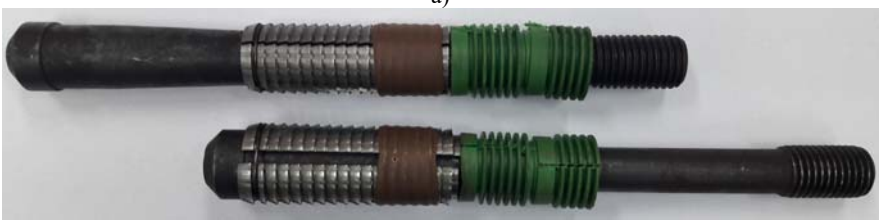
W badaniach zastosowano obudowę kotwową rozprężną o całkowitej długości 5,2 m, która stanowi dodatkową obudowę wyrobisk eksploatacyjnych oraz coraz częściej jest stosowana do wzmacniania stropów oraz przy przebudowach w podziemnych kopalniach KGHM Polska Miedź S.A. Żerdzie wykonano z gatunku stali OB640 (norma zakładowa). Kotew rozprężna

łączona długa OB25 (Obudowa Sp. z o.o., 2016) składa się głowicy rozprężnej o średnicy 25 mm, trzech gładkich stalowych żerdzi o średnicy 18,30 mm (dwie żerdzie o długości 1,7 m oraz jedna o długości 1,5 m), trzech tulei łączących o średnicy 25,3 mm i wysokości 65 mm (rys. 10c), podkładki kształtowej o długości boku 145÷155 mm i grubości blachy 6 mm, podkładki kulowej o średnicy 55 mm, nakrętki tulejowej o wysokości 65 mm zakończonej łbem sześciokątnym (M20) oraz uszczelki (rys. 10b). Głowica rozprężna o długości 240 mm (rys. 10a) składa się z rozpieraka (pręt którego jedna strona zaopatrzona jest w znaną nagwintowaną końcówkę, a druga stanowi część stożkowa o długości 107 mm, która zakończona jest czopem oporowym o długości 16 mm), dwóch plastikowych tulei hamujących oraz tulei rozprężnej, która zawiera cztery szczęki o długości 75 mm umocowane do rozpieraka (pręta) za pomocą ściągacza okrągłego oraz płaskiego. Przykładowe charakterystyczne parametry uzyskane podczas badań przedstawiono na rysunkach 11a i 12a, natomiast przerwanie ciągłości materiału zaprezentowano na rysunkach 11b i 12b.

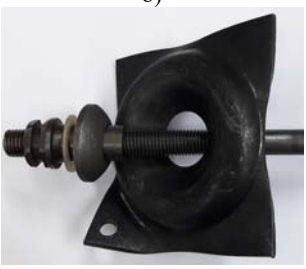



Rys. 9. Stanowisko laboratoryjne; a) widok ogólny z zainstalowaną długą kotwą, b) nadawanie naciągu wstępnego, c) cylinder z rdzeniem skalnym, d) przekrój poprzeczny cylindra z rdzeniem
Fig. 9. Laboratory test facility; a) general view with inserted long expansion rock bolt, b) preload by means of torque spanner, c) cylinder with rock core, d) cross-section of cylinder with core sample (photo: K. Skrzypkowski)

a)



b)



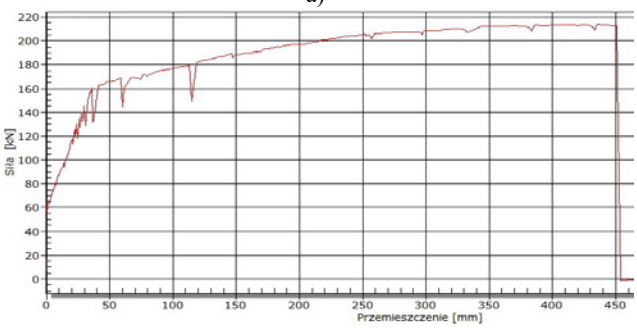
c)



Rys. 10. Elementy obudowy kotwowej rozprężnej długiej OB25; a) głowica rozprężna (pręt + szczęki), b) podkładka kotwowa wraz z nakrętka tulejową, podkładką kopułową, uszczelką oraz gładka żerdź, c) tuleja łącząca dwie gładkie żerdzie

Fig. 10. Elements of expansion long rock bolt OB25; a) expansion shell (rod + jaws), b) bearing plate with sleeve nut, dome plate, gasket and smooth rod, c) sleeve connecting too smooth rods (photo: K. Skrzypkowski)

a)



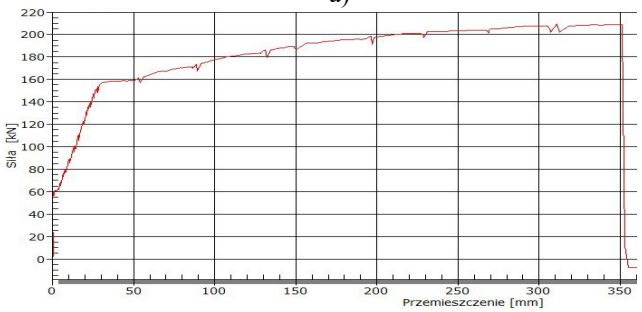

b)



Rys. 11. Charakterystyka obciążeniowo – przemieszczeniowa kotwy rozprężnej OB25 o długości 5,2 m rozciąganej statycznie; a) wykres siła–przemieszczenie, b) zerwanie na żerdzi łączącej

Fig. 11. Load–displacement characteristics of expansion rock bolt OB25 with length 5,2 m statically tensioned; a) force–displacement graph, b) broke on the connecting rod (photo: K. Skrzypkowski)

a)




b)



Rys. 12. Charakterystyka obciążeniowo-przemieszczeniowa kotwy rozprężnej OB25 o długości 5,2 m rozciąganej statycznie; a) wykres siła–przemieszczenie, b) zerwanie na tulei łączącej
Fig. 12. Load-displacement characteristics of expansion rock bolt OB25 with length 5,2m statically tensioned; a) force–displacement graph, b) broke on the connecting sleeve (photo: K. Skrzypkowski)

## 5. WNIOSKI

Podstawowym zadaniem stawianym przed każdą obudową górniczą jest zabezpieczanie wyrobisk przed zawałem skał stropowych. Różnorodność typów litologicznych skał stropowych w obrębie wyrobisk przygotowawczych i eksploatacyjnych sprawia, że niektóre stropy mają tendencję do obwału lub zawału w bardzo krótkim odstępie czasu od momentu ich odsłonięcia. W podziemnych wyrobiskach górniczych Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego powszechnie stosuje się kotwy linowo-spoiwowe o długości 5 m oraz 7 m na poziomie około 11 tys. sztuk rocznie w jednym Zakładzie Górniczym.

Obecnie coraz częściej do wzmacniania stropów oraz przy przebudowach stosuje się obudowę kotwową rozprężną o długości 3,5 m oraz 5,2 m. Cechą charakterystyczną tej kotwy jest możliwość łączenia stalowych żerdzi o dowolnej długości, zazwyczaj 1,7 m za pomocą tulei łączących. Obudowa tego typu może być instalowana podczas tego samego procesu co obudowa krótka (do 2,6 m). Tylko w grudniu zamówienie na ten typ obudowy kształtowało się na poziomie 1600 sztuk (Obudowa Sp. z o.o. 2016). Podstawowa zaleta obudowy kotwowej rozprężnej długiej typu OB25 jest związana z czasem zabudowy. Porównując czasy zabudowy kotew rozprężnych z kotwami linowo-spoiwowymi należy stwierdzić, że dla kotew rozprężnych cała zabudowa jednej sztuki kotwy nie trwa dłużej niż 10 minut, w przypadku gdy dla kotew linowo-spoiwowych o pełnej zabudowie można mówić dopiero po upływie jednej doby. Jest to związane przede wszystkim z czasem wiązania zaprawy cementowej. Kotwa linowo-spoiwowa po upływie jednej doby uzyskuje nośność na poziomie ok. 60% wartości nominalnej, po około tygodniu jest to już 80%, a pełna nośność jest uzyskiwana dopiero po 28 dniach – jest to oczywiście związane z własnościami wiążącymi zaprawy cementowej (Raporty sztygarskie 2016).

Badania laboratoryjne wykonano na nowoczesnym stanowisku kotwowym Katedry Górnictwa Podziemnego AGH, umożliwiającym badanie kotew w skali 1:1 o długościach żerdzi do 6m. Analizując przebiegi charakterystyk przedstawione na rysunkach 11a i 11b można stwierdzić, Maksymalna siła zrywająca dla pierwszej próby wyniosła 213 kN przy przemieszczeniu równym 450 mm (rys. 11a), dla którego nastąpiło przerwanie ciągłości materiału na żerdzi łączącej (rys 11b). W przypadku drugiej próby maksymalna siła zrywająca była również na podobnym poziomie wynoszącym 209 kN, natomiast przemieszczenie było o 100 mm mniejsze. Wynikało to z faktu, że przerwanie ciągłości materiału nastąpiło na tulei łączącej. W obydwu przypadkach naciąg wstępny wynoszący 52 kN spowodował przemieszczenie kotwy w zakresie od 0,5 mm do 0,6 mm. Podczas badań zarejestrowano zakres sprężysty do siły 160 kN co odpowiadało przemieszczeniu w zakresie od 34,08 mm do 35,85 mm.

*Artykuł wykonano w ramach grantu dziekańskiego o numerze: 15.11.100.020*

LITERATURA

[1] Korzeniowski i in. 2015 – Korzeniowski W., Skrzypkowski K., Herezy Ł., 2015- Laboratory method for evaluating the characteristics of expansion rock bolts subjected to axial tension. Archives of Mining Sciences, vol. 60 no. 1, pp. 209–224.
[2] Obudowa Sp. z o.o., 2016 - Dokumentacja techniczna łączonych kotwi rozprężnych typu OB25. KHGM Polska Miedź S.A.
[3] Raporty sztygarskie, 2016 - Materiały dotyczące obudowy górniczej i tąpań w O/ZG Rudna.
[4] Rozporządzenie, 2002 - 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. Nr 139, poz. 1169 z 2006 r. Nr 124, poz. 863 oraz z 2010 r. Nr 126, poz. 855) (stan prawny: 14 sierpnia 2010 r.)
[5] Skrzypkowski i in. 2015 – Skrzypkowski K., Korzeniowski W., Herezy Ł. 2015 - Metody badania obudowy kotwowej w Katedrze Górnictwa Podziemnego AGH. Cuprum, nr 3, str. 49-60.
[6] Skrzypkowski i in. 2016 - Skrzypkowski K., Korzeniowski W., Zagórski K., Lalik K., Dominik I., Kwaśniewski J. 2016 - Nieniszcząca metoda badania stanu naprężenia obudowy kotwowej rozprężnej. Materiały konferencyjne (dokument elektroniczny) XXV Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2016, str. 1–8. Kraków. Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk, Akademia Górniczo-Hutnicza. Katedra Górnictwa Podziemnego.

## Laboratory Research of Expansion Rock Bolt Support with a Length of 5,2 m

The paper characterizes individual rock bolt support depending on the roof class for underground mining exploitation of zinc and lead and ore copper deposits. Selected ways of strengthening basic rock bolt support in ore mining for Olkusz and in the Legnica–Głogów Copper Mining District were presented. Particular attention was paid to anchoring over 2.6 m.

Furthermore, the article presents the load-displacement characteristics of expansion rock bolt type OB25/2 with a length of 5.2 m. The maximum load that takes over the bolt made of rod connected by means of sleeves was determined. Static research test of expansion rock bolt support was carried out on a laboratory test facility Department of Underground Mining which simulate mine conditions in particular for KGHM Polish Copper S.A. mines. The laboratory station enables the study of the long rod bolts in a geometric scale of 1:1 for the different ways of fixing. The main purpose of the study was to obtain load-displacement characteristic. The study was conducted according to a uniform methodology. For laboratory tests to best suit the conditions of the mine on a laboratory station steel cylinder with an external diameter of 102 mm and a length of 600 mm, which was filled with a core of rock (dolomite) from the roof of the mine workings, was used. In the laboratory research rock bolts support with a total length of 5,2 m which is an additional support of exploitation excavations, and is increasingly being used to reinforce the roofs and rebuilding in underground mines, KGHM Polish Copper S.A. were used. The long connected expansion bolt OB25 consists of an expansion head with a diameter of 25 mm, smooth steel rod with a diameter of 18.30 mm, connecting sleeves, profile bearing plate, spherical washer, nuts sleeve finished hexagonal head (M20) and seal. Examples of the characteristic parameters obtained in the research tests are shown in figures 11 and 12.

AKADEMIA GÓRNICZO-HUTNICZA
IM. STANISŁAWA STASZICA W KRAKOWIE

# Prowadzenie frontów ścianowych w strefach wpływu krawędzi eksploatacji dokonanej z perspektywy prognozowania tąpań

**Dariusz Chlebowski**
**Zbigniew Burtan**
**Andrzej Zorychta**

**AGH, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii**
**Katedra Górnictwa Podziemnego**

*XXVI SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ*
*Kraków, 22-24 lutego 2017*

## Z A G R O Ż E N I A  N A T U R A L N E

(w podziemnych zakładach górniczych)

- ❑ **geomechaniczne,**
- ❑ **wentylacyjne**,
- ❑ **gazogeomechaniczne,**
- ❑ **hydrogeologiczne**.

- ❑ **katastrofogenne,**
- ❑ **niekatastrofogenne.**




- ❑ **tąpania,**
- ❑ **metan,**
- ❑ **wyrzuty gazów i skał,**
- ❑ **wybuch pyłu węglowego,**
- ❑ **wodne,**
- ❑ **radiacyjne,**

---

- ❑ **pożarami endogenicznymi,**
- ❑ **pyłami szkodliwymi dla zdrowia,**
- ❑ **klimatyczne,**
- ❑ **zawałowe/obwałowe.**

**W zdecydowanej większości** przypadków zagrożeń **geomechanicznych i wentylacyjnych**, ze szczególnym uwzględnieniem tych z grupy **katastrofogennych**, powszechnie obserwowana jest intensyfikacja skali ich przejawów przy eksploatacji podejmowanej w tzw. **skrępowanych warunkach geologiczno-górniczych**.

Elementy kreujące **skrępowane warunki eksploatacji** podziemnej:

- ❑ rosnąca z roku na rok głębokość złoża,
- ❑ wybieranie poniżej poziomu udostępnienia,
- ❑ zaangażowanie tektoniczne parcel,
- ❑ sąsiedztwo dużych struktur uskokowych,
- ❑ pierwotne/wtórne nieregularności zalegania warstw,
- ❑ zaszłości eksploatacyjne o różnym pochodzeniu,
- ❑ obecność stref kamiennych i pozabilansowych,
- ❑ obszary resztkowe i zasoby uwolnione,
- ❑ filary oporowe i pola o zamykającym charakterze,
- ❑ wymuszone kierunki prowadzenia frontów.

# Zarys problematyki

**Superpozycja niekorzystnych wpływów** związanych z oddziaływaniem na ośrodek skalny kombinacji wymienionych elementów wywołuje **niejednorodny rozkład naprężeń** w rejonie robót górniczych

**O wielkości zagrożenia tąpaniowego decydują**

- **stan naprężeń** pierwotnych i wtórnych
- **własności** geomechaniczne **ośrodka skalnego**
- **sejsmiczność** indukowana **górotworu**

**Skrępowane warunki eksploatacji** można uznać za jeden z **determinantów zagrożenia tąpaniami**

**Zjawiska dynamiczne, w tym tąpania, należą do najpoważniejszych pod względem skutków** zagrożeń naturalnych towarzyszących podziemnej działalności górniczej

charakteryzują się niską predykcyjnością czasu, miejsca, energii

Oddziaływują na wyrobiska dołowe i ich wyposażenie

**Problem dotyczy w Polsce**

- **górnictwa węgla kamiennego** (rejon GZW)
- **górnictwa rud miedzi** (rejon LGOM)

wchodzą w interakcję z innymi zagrożeniami (także wiodącymi)

wykazują silną kolizyjność w zakresie profilaktyk

# Zarys problematyki

Doświadczenia ruchowe kopalń GZW i LGOM…

**Eksploatacja w warunkach skrępowanych:**

- ❑ **sprzyja generowaniu wysokoenergetycznych wstrząsów górotworu,**
- ❑ **wpływa na wzrost wielkości potencjalnego zagrożenia tąpaniami.**

Aktualna sytuacja w górnictwie…

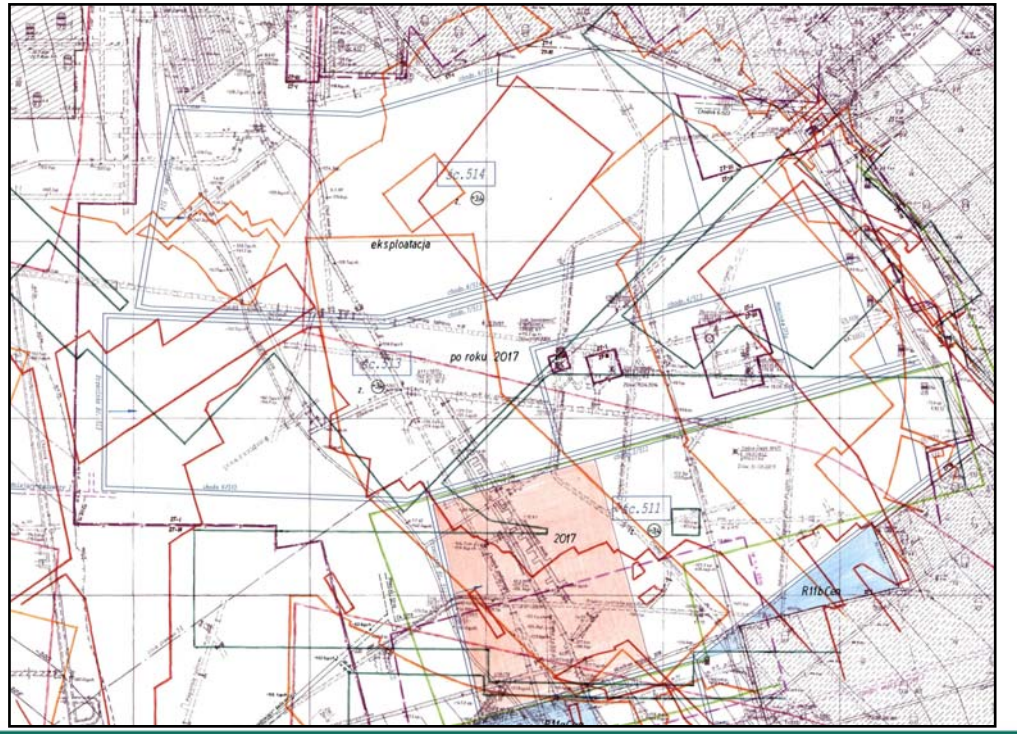
- ❑ **głównym niedomaganiem branży wydobywczej jest permanentny brak inwestycji ,**
- ❑ **konieczność sięgania po złoże skrępowane w przyszłości.**

PRIORYTET BEZPIECZEŃSWA

**istnieje potrzeba doskonalenia stosowanych oraz opracowywania nowych metod prognozowania tąpań dla rejonów o skomplikowanej budowie geologicznej i złożonych warunkach górniczych.**

**zmiany w stanie złoża i górotworu będące wynikiem dawniej prowadzonych i później zaniechanych robót górniczych**

Zaszłości eksploatacyjne



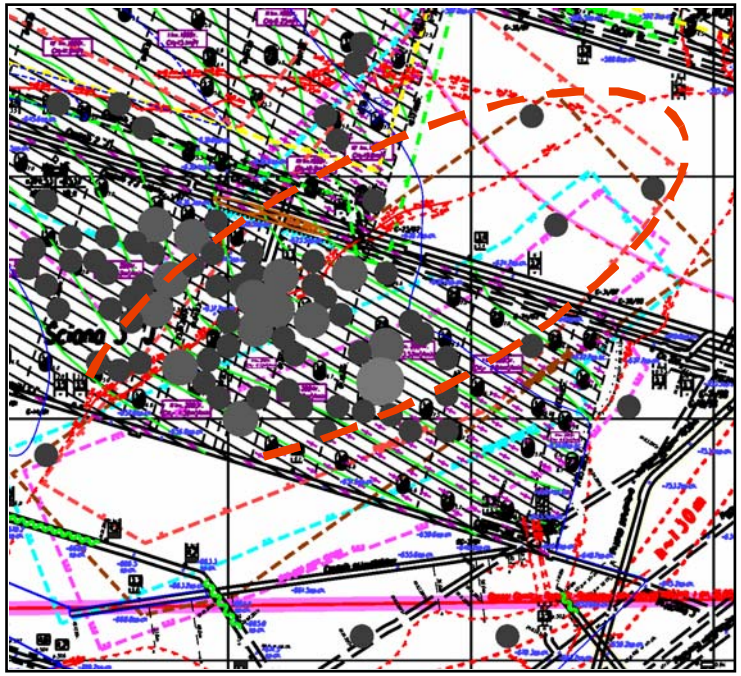
# Zarys problematyki

Oddziaływanie zaszłości eksploatacyjnych z punktu widzenia tąpań…

**Zmiany stanu naprężenia/energii w niżej/wyżej zalegających pokładach**

⇩

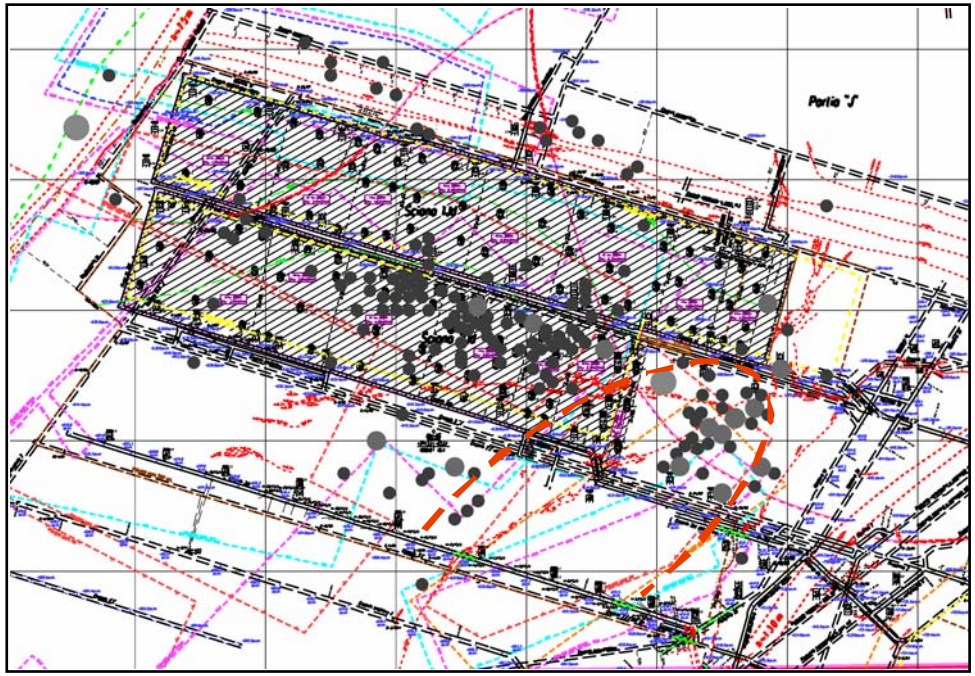
**energetyczne „przygotowanie” pokładu do tąpnięcia**



**Zmiany stanu naprężenia/energii w w-wach stropu bezpośredniego/zasadn.**

⇩

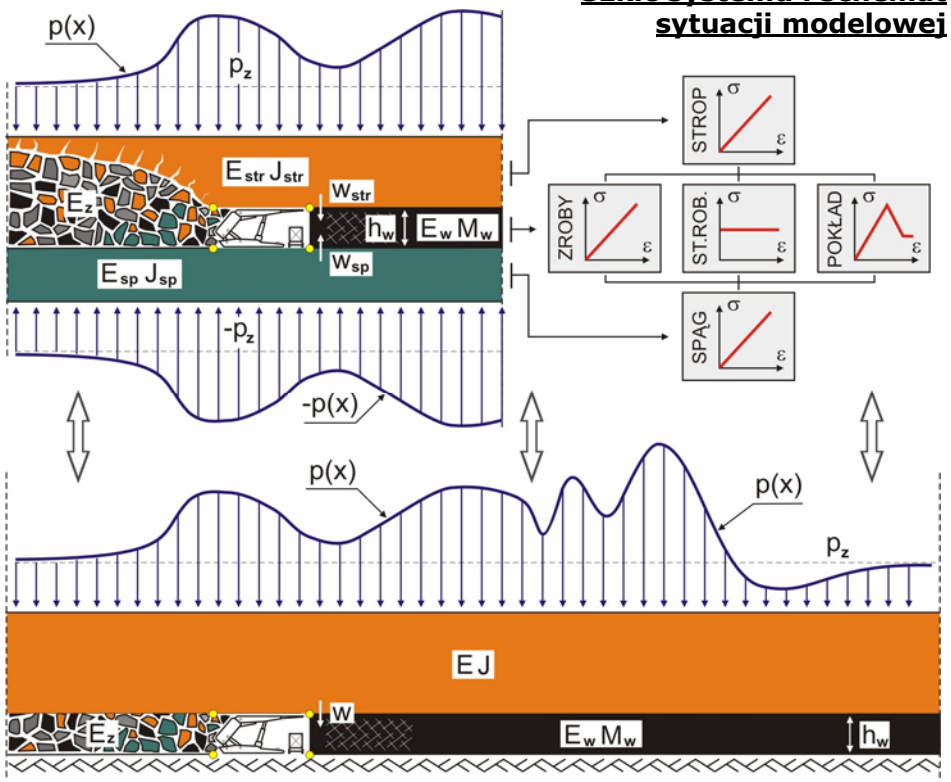
**uaktywnianie warstw potencjalnie wstrząsogennych (procesy pękania)**



# Model systemu ubierkowego/ścianowego



**Szkic systemu i schemat sytuacji modelowej**



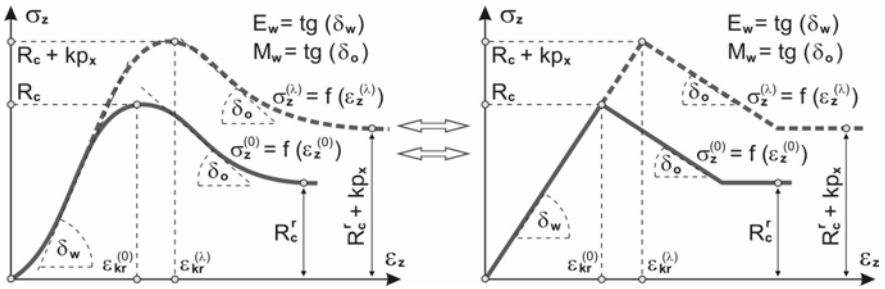

- **pokład** opisany **nieliniową odkształcalnością charakterystyki**, aproksymowanej energetycznie równoważnymi odcinkami prostymi z uwzględnieniem możliwości zniszczenia struktury w oparciu o **warunek wytrzymałościowy Coulomba-Mohra**.

Założenia modelu:

- górotwór reprezentowany przez **pakiet warstw stropowych, spągowych oraz złoża**,
- **układ zastępczy** z ekwiwalentną sztywnością zginania,
- **walcowe zgięcie płyty** spoczywającej **na podłożu odkształcalnym**,
- **trójosiowy stan naprężenia** w pokładzie,
- oddziaływanie **przestrzeni roboczej** opisane **podpornością obudowy** ścianowej,
- wpływ krawędzi jako elementu skrępowania modelowany **rozkładem nierównomiernym zewnętrznych obciążeń statycznych** p(x),

$$p(x) = p_z + p_s(x)$$

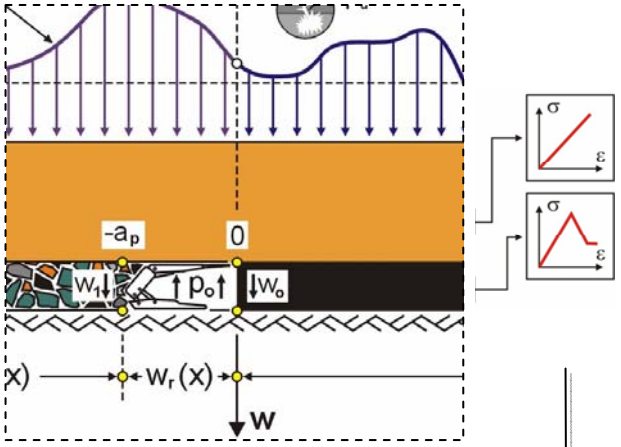
- **strop, spąg, zroby** – ośrodki **liniowo odkształcalne**,



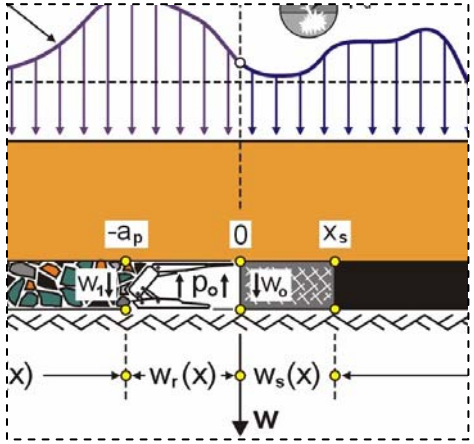
**Model oparty o przyjęte założenia pozwalał na rozpatrywanie odmiennych sytuacji geomechanicznych charakteryzujących zachowanie się calizny złoża w partii przyprzodkowej**
w zależności od

- ❑ rozwoju stopnia zaawansowania robót,
- ❑ ich technologii,
- ❑ własności górotworu.

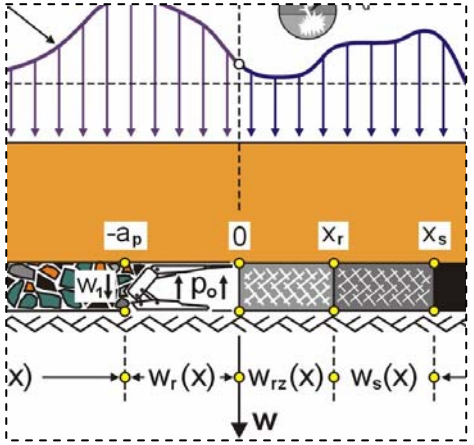
system ubierkowo-ścianowy



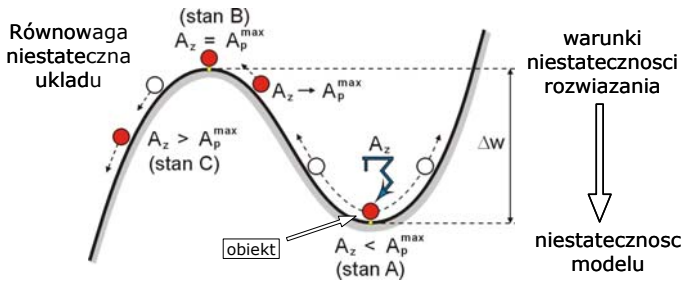

**1** **brak zniszczenia pierwotnej struktury.**




**2** **w pokładzie tworzy się strefa spękań.**




**3** **powstaje strefa spękań oraz rozluzowania.**




**Tąpnięcie jako proces utraty stateczności skał...**

# Aplikacyjność rozwiązania
## system ścianowy

Możliwości praktycznego wykorzystania rozwiązania analitycznego:

- ❑ **określania** wielkości **ugięcia stropu oraz** rozkładów **naprężeń i energii** odkształceń sprężystych **w pokładzie,**
- ❑ prognozowania **zasięgów stref wytężenia** (także krytycznego) **złoża,**
- ❑ oceny **możliwości wystąpienia tąpnięcia** w trakcie realizacji robót**.**

Informacje, którymi dysponowanie jest niezbędne dla uzyskania prognozy:

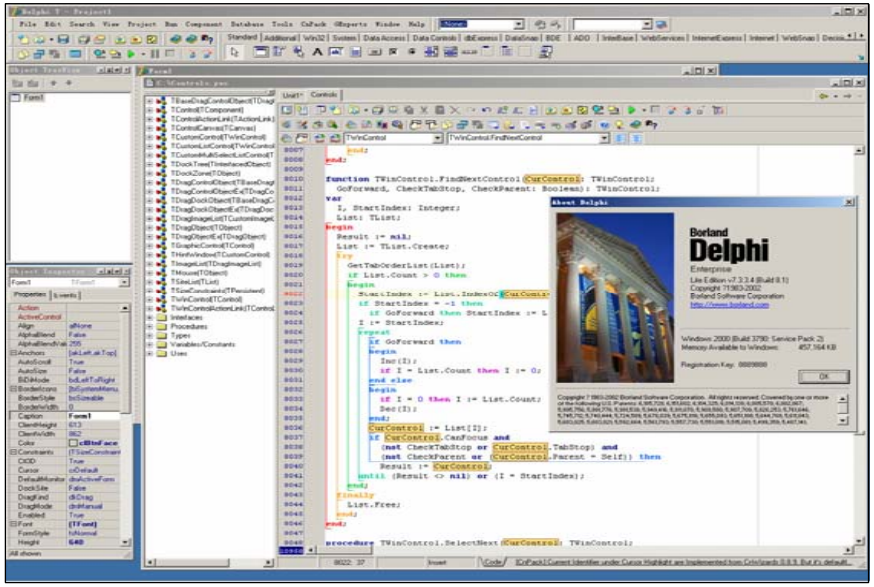
- ❑ **stan naprężeń pierwotnych oraz obciążeń dodatkowych opisujących wpływ warunków skrępowania,**
- ❑ **wartości parametrów geomechanicznych górotworu,**
- ❑ **dane w zakresie systemu i technologii eksploatacji,**
- ❑ **rejestrowane przejawy zagrożenia sejsmicznego w rejonie.**

Warunek praktycznego wykorzystania metody

- ❑ **wsparcie komputerowe.**

**Skonstruowano** matematyczny **model symulacyjny** w postaci narzędzia obliczeniowego do tworzenia prognoz.

- ❑ **przygotowano zespół procedur implementacji formuł wyjściowych z systemu algebry (CAS),**
- ❑ **opracowano program komputerowy w oparciu o obiektową wersję języka (Borland) Pascal.**



# Aplikacyjność rozwiązania
## warianty symulacyjne

Przedmiot i zakres symulacji komputerowych, jakie można realizować w oparciu o program – ocena wpływu:

**CZYNNIKÓW TYPU:**

- ❑ **parametry górotworu,**
- ❑ **rodzaj i stopień skrępowania robót,**
- ❑ **lokalizacja frontu eksploatacyjnego,**
- ❑ **sposób kierowania stropem,**
- ❑ **rodzaj zaszłości eksploatacyjnych,**
- ❑ **wielkość obciążeń zewnętrznych,**
- ❑ **lokalizacja wyrobisk startowych,**
- ❑ **rozwój/zaawansowanie eksploatacji,**
- ❑ **kierunek postępu frontu,**
- ❑ **wstrząsy górnicze.**

⇨

**NA STAN:**

- ❑ **przemieszczenia,**
- ❑ **naprężenia,**
- ❑ **wytężenia,**
- ❑ **chłonności energetycznej,**
- ❑ **zagrożenia tąpaniami.**

⇨

**W:**

**wybranych elementach systemu eksploatacji.**

---

Parametry określane dla potrzeb oceny: ⇨

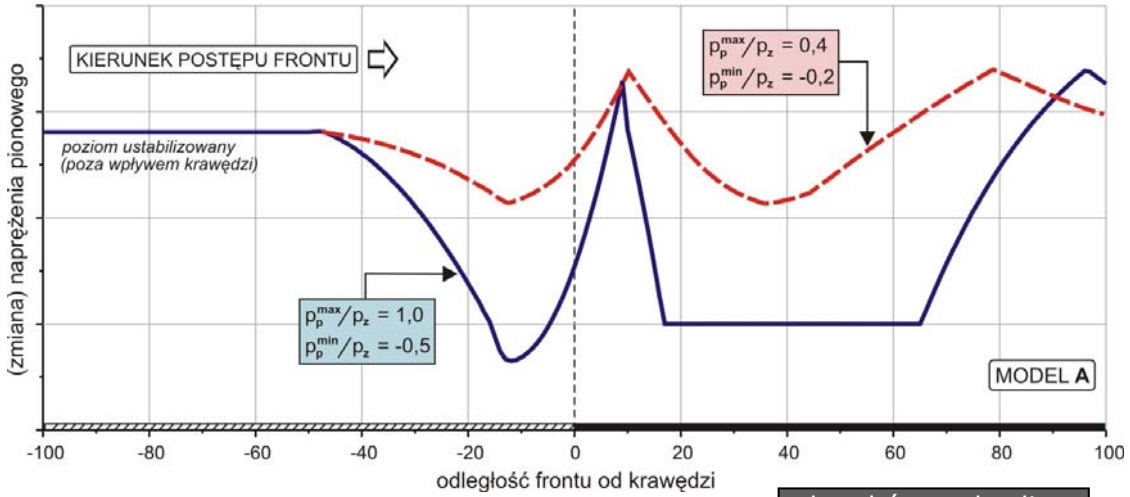
- ❑ **bezwzględna wielkość przemieszczeń stopu,**
- ❑ **współczynnik koncentracji naprężeń pionowych,**
- ❑ **współczynnik naprężeń dodatkowych,**
- ❑ **wskaźnik gęstości energii zewnętrznej.**

---

Przykładowe rezultaty symulacji ilustrujące wpływ położenia frontu względem krawędzi na kształtowanie się stanu przemieszczenia/naprężenia/wytężenia calizny pokładu.

# Przykładowe wyniki modelowania

## WPŁYW EKSPLOATACJI – STAN NAPRĘŻENIA/WYTĘŻENIA



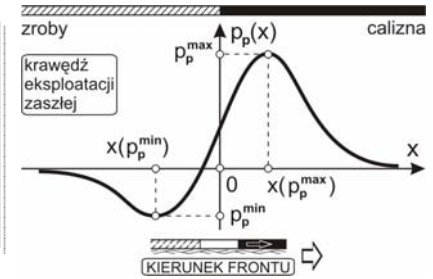

**WSPÓŁCZYNNIK KONCENTRACJI NAPRĘŻEŃ**

od zrobów pod calizną

ELEMENT SKRĘPOWANIA

**Krawędź A**

(proces wybierania)




ANALIZOWANO:

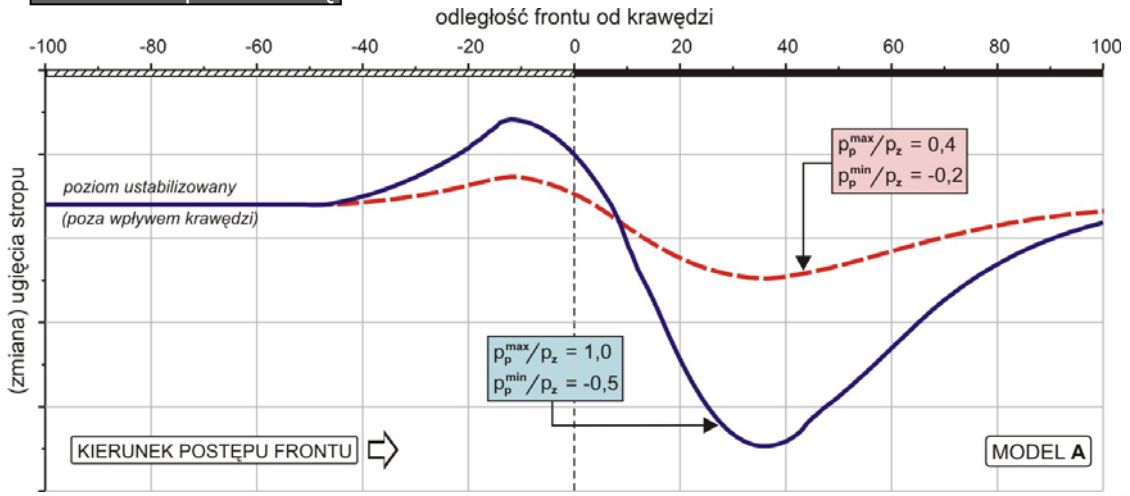
- ❑ **sukcesywny postęp frontu eksploatacji rozwiniętej** (duże zroby),
- ❑ **2 schematy dociążenia krawędzi** modelujące wiek/odległość zaszłości.

OKREŚLANO: **zmienność przemieszczeń i naprężeń na ociosie przodka.**

**PRZEMIESZCZENIA PIONOWE**

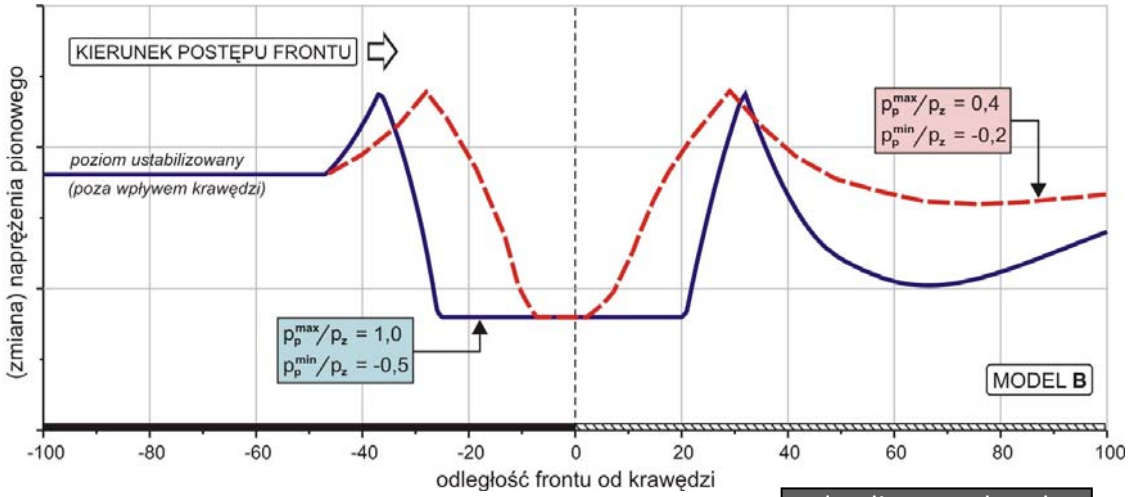
SPOSTRZEŻENIA:

- ❑ **rodzaj i zasięg obszarów wytężenia jest funkcją wieku zaburzenia oraz usytuowania frontu względem stref odprężonych i koncentracji naprężeń,**
- ❑ **wytężenia największe towarzyszą eksploatacji dopiero po przekroczeniu zaszłości frontem wybierkowym,**
- ❑ **oś zaszłości – calizna w stanie sprężystym.**



# Przykładowe wyniki modelowania

## WPŁYW EKSPLOATACJI – STAN NAPRĘŻENIA/WYTĘŻENIA



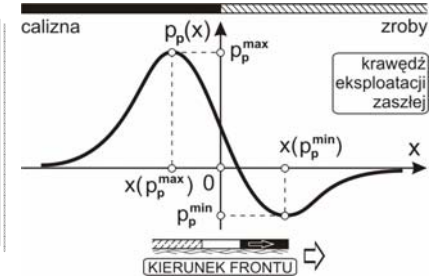

**WSPÓŁCZYNNIK KONCENTRACJI NAPRĘŻEŃ**

od calizny pod zroby

ELEMENT SKRĘPOWANIA

**Krawędź B**

(proces wybierania)




ANALIZOWANO:

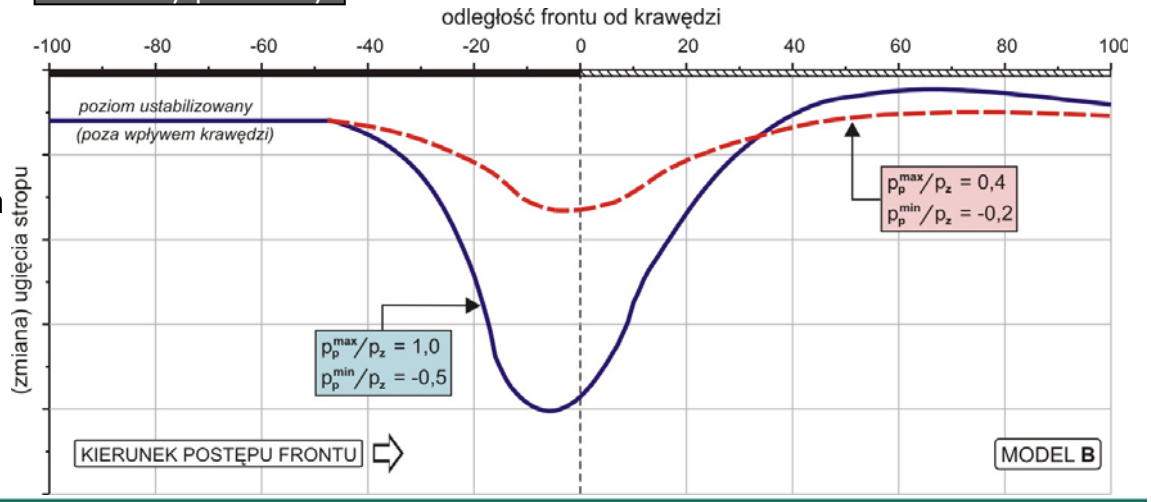
- **sukcesywny postęp frontu eksploatacji rozwiniętej** (duże zroby),
- **2 schematy dociążenia krawędzi** modelujące wiek/odległość zaszłości.

OKREŚLANO: **zmienność przemieszczeń i naprężeń w czole frontu** (wyłącznie).

**PRZEMIESZCZENIA PIONOWE**

SPOSTRZEŻENIA:

- **zagrożenie jest największe, gdy dużym obciążeniom poddane jest sąsiedztwo strefy roboczej i przyległych zrobów,**
- **większa intensywność zmian przemieszczeń/naprężeń towarzyszy zbliżaniu się frontu do zrobów** (a nie odwrotnie),
- **oś zaszłości – wytężenie krytyczne.**



## WNIOSKI KOŃCOWE

- **Prowadzenie eksploatacji złoża wielopokładowego wiąże się z występowaniem niejednorodnego stanu naprężenia i przemieszczenia w caliźnie oraz pozostałych elementach systemu wybierania.**
- **Krawędzie eksploatacji zaszłej determinują istnienie w górotworze obszarów redukcji oraz koncentracji naprężeń o różnym zasięgu i intensywności, co wpływa na charakter zmian przemieszczeń i naprężeń na frontach prowadzonych w rejonach ich oddziaływań.**
- **W strefach koncentracji n inicjowania w pokładzie procesów wytężeniowych ększonemu ryzyku tąpnięcia na wybiegu frontu.**

**Dziękuję za uwagę.**

- **Zauważalne jest zjawisko relokalizacji ekstremalnych wartości przemieszczeń i naprężeń w pokładzie względem położenia minimum i maksimum dociążenia zewnętrznego opisującego konkretną krawędź.**
- **Z punktu widzenia zmian wielkości przemieszczeń i naprężeń w strefie przyprzodkowej z relatywnie bardziej niekorzystną sytuacją mamy do czynienia w przypadku przemieszczania się frontu eksploatacyjnego w kierunku od calizny pod zroby pokładu nadległego/podległego**

AGH

AKADEMIA GÓRNICZO-HUTNICZA
IM. STANISŁAWA STASZICA W KRAKOWIE

**Zbigniew BURTAN, Dariusz CHLEBOWSKI, Andrzej ZORYCHTA**

# Prowadzenie eksploatacji w sąsiedztwie uskoków o dużych zrzutach w aspekcie ograniczenia zagrożenia tąpaniami

WYDZIAŁ GÓRNICTWA I GEOINŻYNIERII
Powołany w roku 1919

**Wydział Górnictwa i Geoinżynierii**

**Katedra Górnictwa Podziemnego**

KATEDRA GÓRNICTWA PODZIEMNEGO

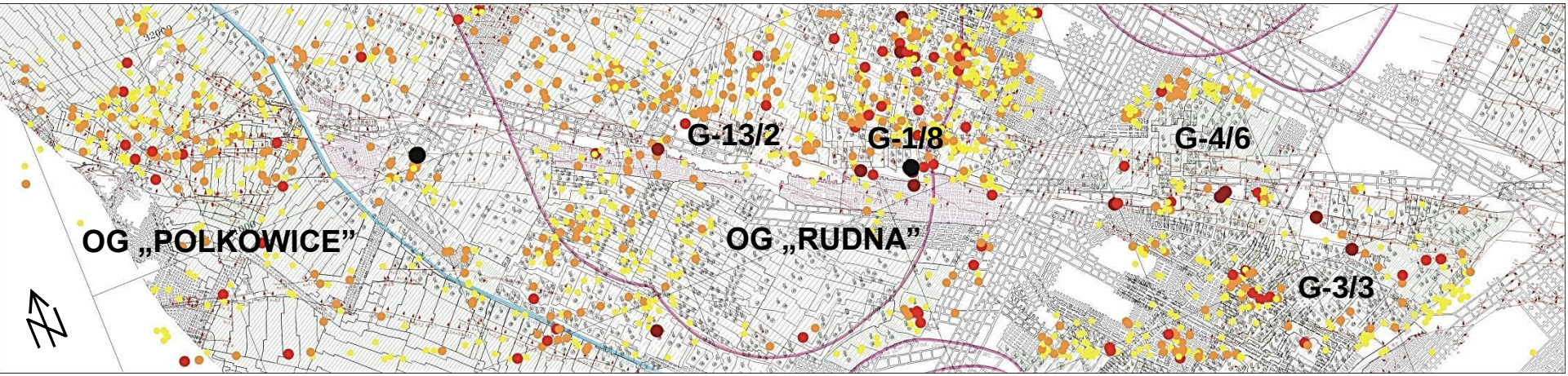
**XXVI Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 22–24 luty 2017r.**

# INFORMACJE WSTĘPNE

- ✓ **Prowadzeniu robót górniczych w sąsiedztwie uskoków o dużych zrzutach może towarzyszyć wzmożona aktywność sejsmiczna górotworu, szczególnie w warunkach znacznego zaawansowania eksploatacji.**
- ✓ **W następstwie wysokoenergetycznych wstrząsów może dochodzić do tąpnięć i odprężeń.**
  - **kopalnie rud miedzi: uskok Rudnej Głównej (Rudna) i uskok Biedrzychowa (Rudna, Polkowice-Sieroszowice).**
  - **kopalnie węgla kamiennego: uskok Kłodnicki (Bielszowice, Halemba, Staszic, Wujek, Śląsk).**
- ✓ **Wstrząsy w rejonach uskoków są wynikiem ich okresowego uaktywniania się spowodowanego przemieszczeniem (poślizgiem) warstw skalnych na płaszczyźnie uskoku.**
- ✓ **Przemieszczenia skał są bardziej prawdopodobne na uskokach o dużych zrzutach, w sposób naturalny „wygładzonych" w trakcie tworzenia się uskoku.**
- ✓ **Wysokoenergetyczne wstrząsy wynikające z uaktywniania się na uskoków o dużych zrzutach oddziaływują także na obiekty powierzchniowe.**

# AKTYWNOŚĆ SEJSMICZNA W REJONACH STREF USKOKOWYCH W KOPALNIACH LGOM

## Rejon strefy uskokowej Rudnej Głównej



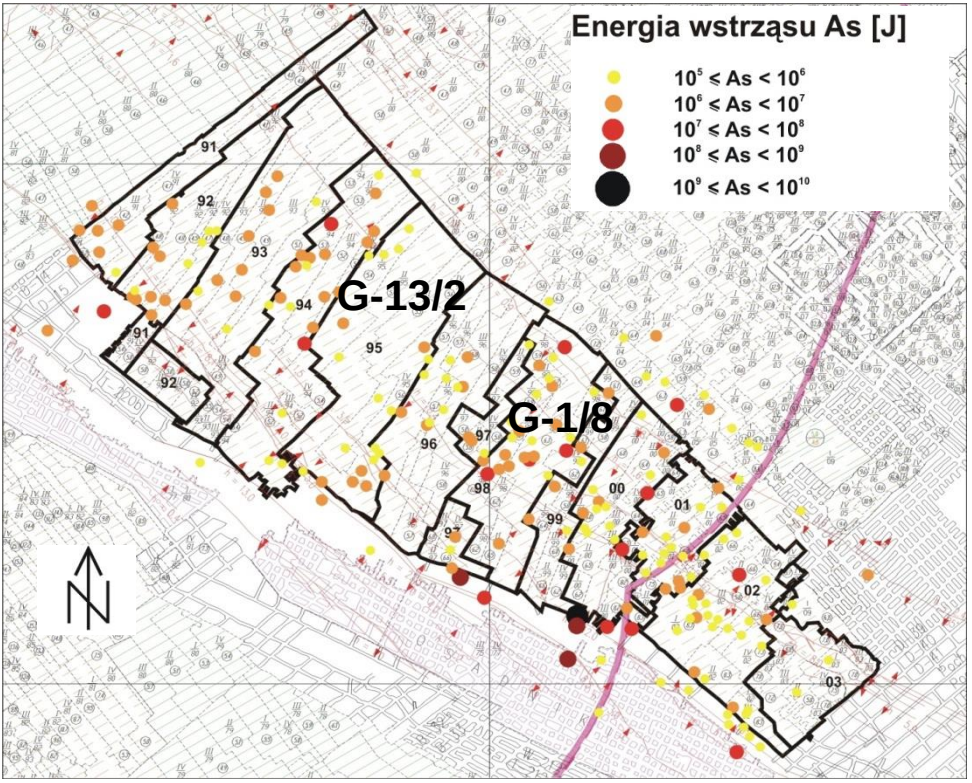

Energia wstrząsu $A_s$ [J] • $10^5 \leqslant A_s < 10^6$ • $10^6 \leqslant A_s < 10^7$ • $10^7 \leqslant A_s < 10^8$ • $10^8 \leqslant A_s < 10^9$ • $10^9 \leqslant A_s < 10^{10}$

**lokalizacja ognisk wstrząsów o energiach $A_s \geq 10^5$ J**

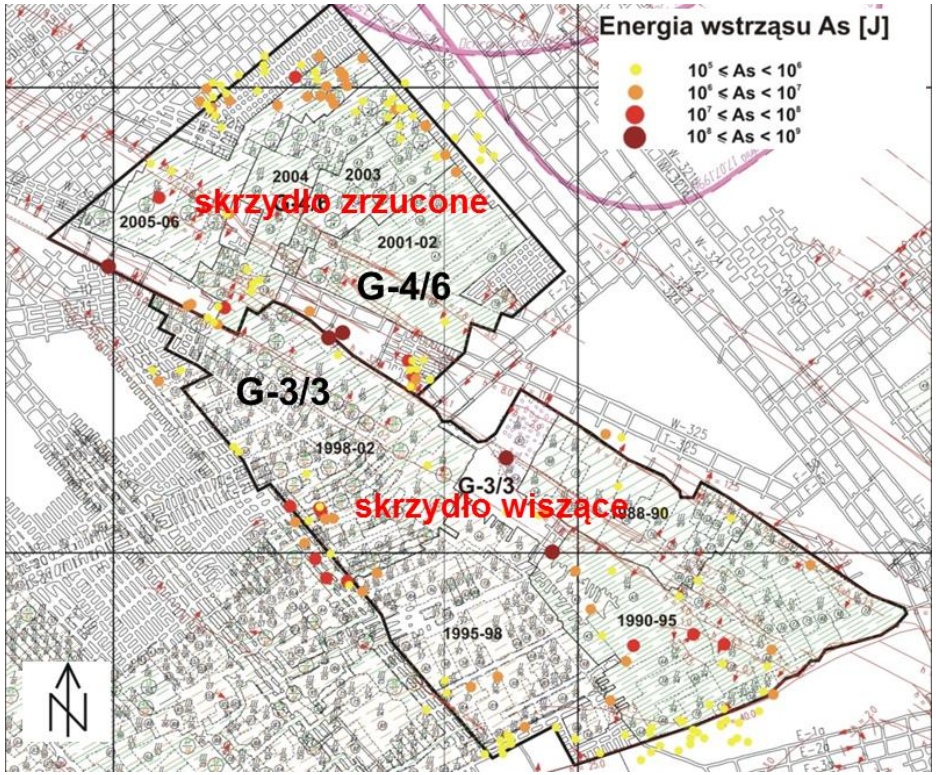
- ✓ **wstrząsy występowały w rejonach prowadzonej eksploatacji;**
- ✓ **większość bardzo silnych wstrząsów ($A_s \geq 10^7$ J) - występowanie uskoków;**
- ✓ **wszystkie najsilniejsze wstrząsy rzędu $10^8$ i $10^9$ J na uskokach.**

# AKTYWNOŚĆ SEJSMICZNA W REJONACH STREF USKOKOWYCH W KOPALNIACH LGOM

## Oddziały G-13/2 i G-1/8

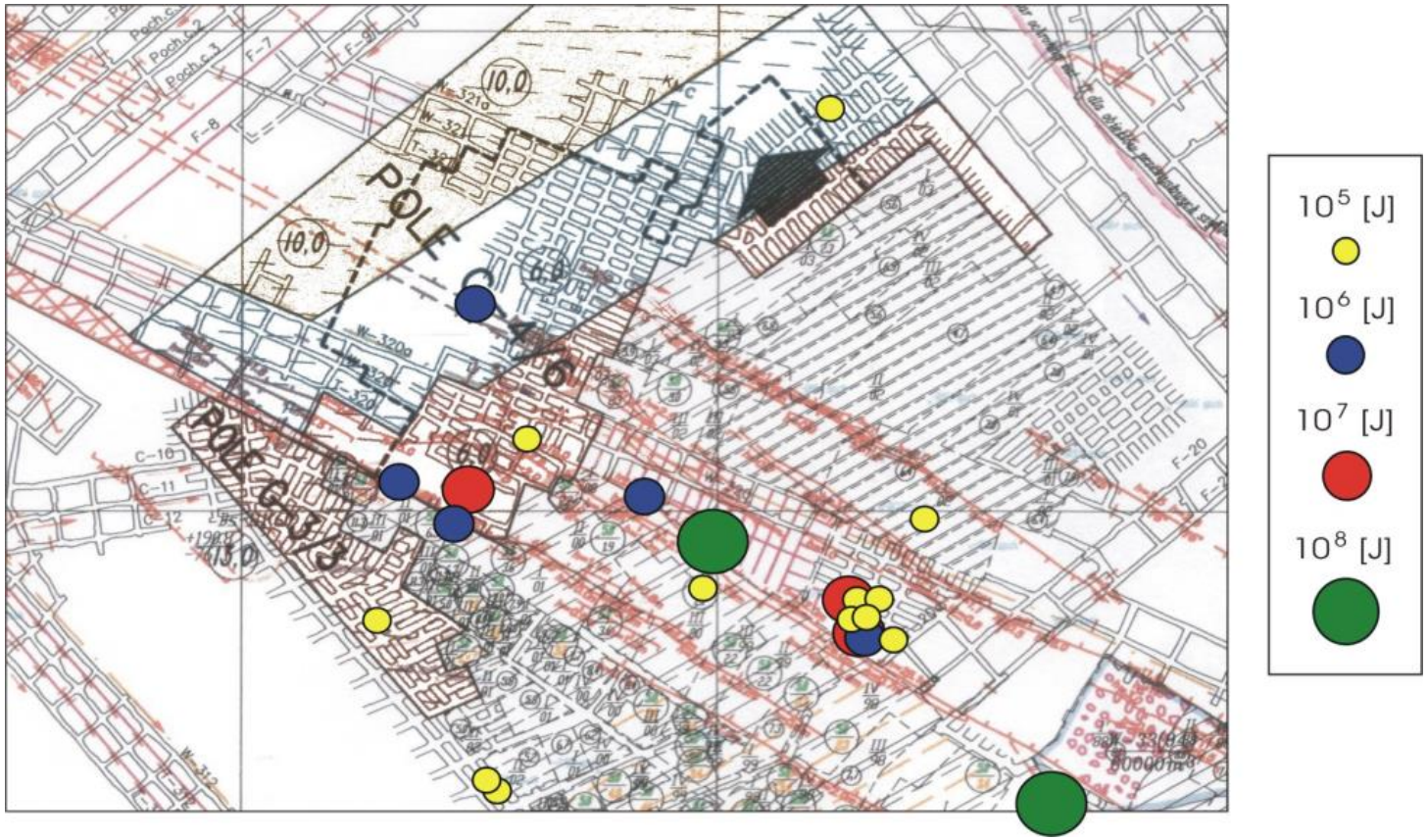



## Oddziały G-3/3 i G-4/6



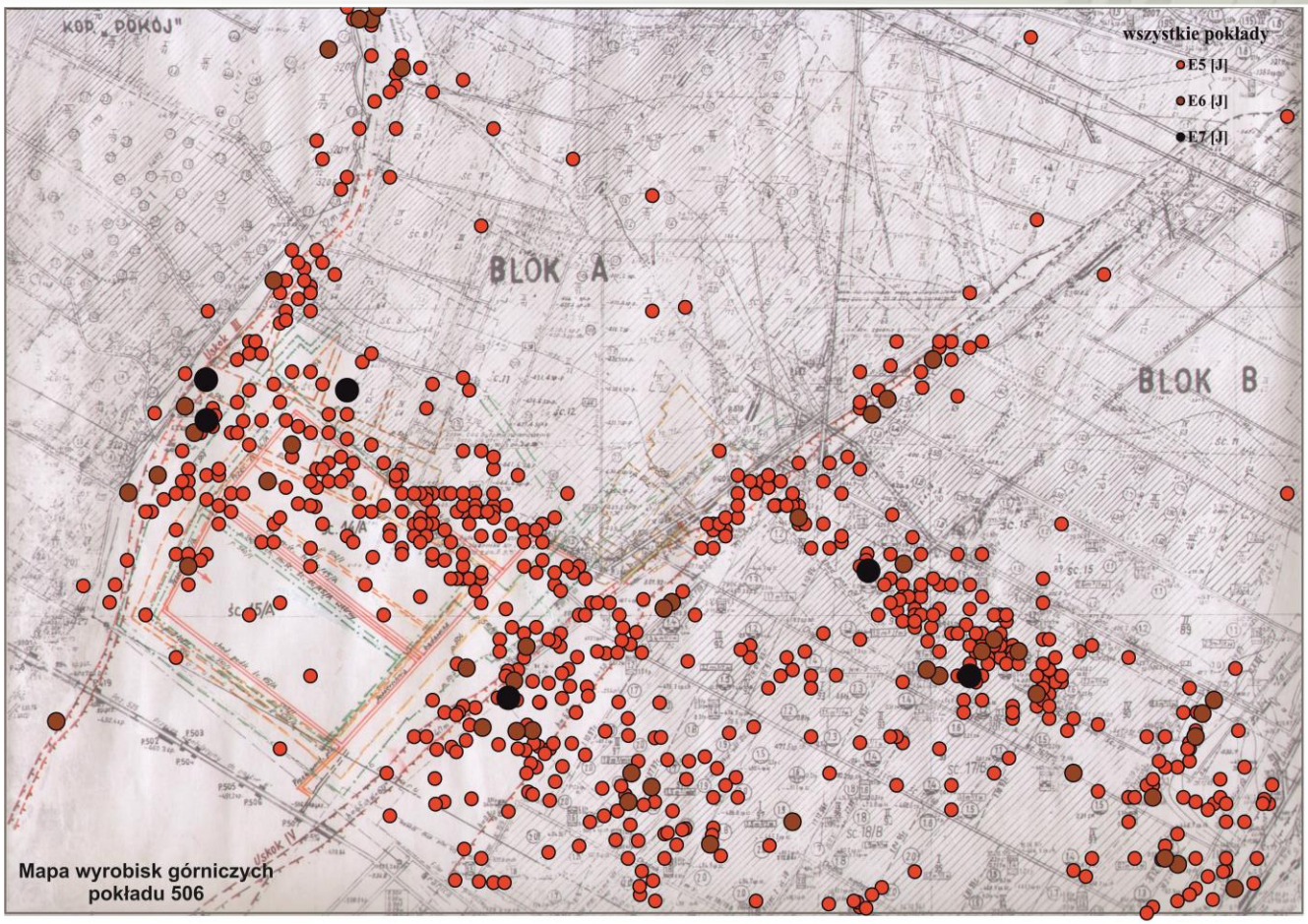

Lokalizacja ognisk wstrząsów $A_s \geq 10^5$ [J]

# AKTYWNOŚĆ SEJSMICZNA W REJONACH STREF USKOKOWYCH W KOPALNIACH LGOM



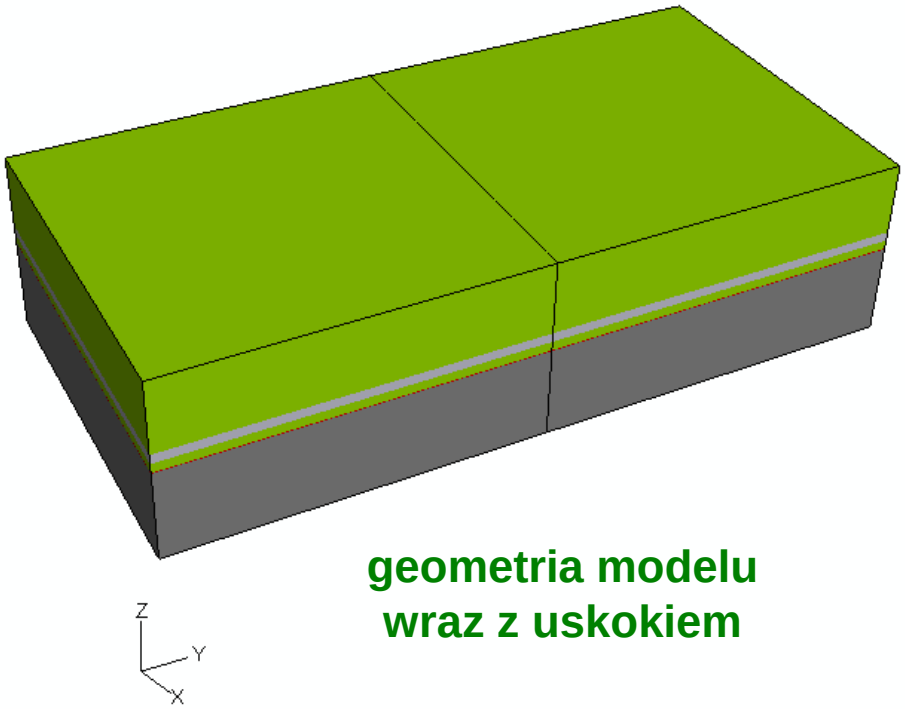

**Lokalizacja ognisk wstrząsów o energiach ≥ $10^5$J w oddziale G-4/6 O/ZG Rudna**

# AKTYWNOŚĆ SEJSMICZNA W REJONACH STREF USKOKOWYCH W KOPALNIACH GZW



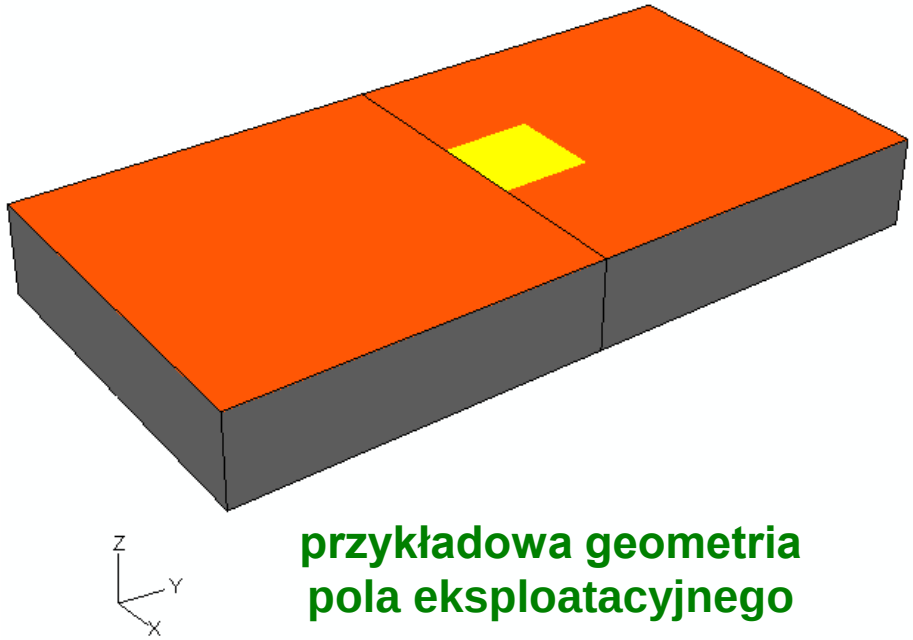

**Lokalizacja wstrząsów o energii $A_s$>$10^5$ J w KWK „Halemba-Wirek” (eksploatacja w pokładach 416, 502, 504, 504, 507 i 510)**

# NUMERYCZNA OCENA WPŁYWU EKSPLOATACJI NA ZACHOWANIE SIĘ USKOKU




geometria modelu
wraz z uskokiem

- ✓ uskok stanowi pionową płaszczyznę nieciągłości;
- ✓ warunki na uskoku opisuje klasyczne prawo tarcia Coulomba;
- ✓ reakcja uskoku na wpływy wywołane eksploatacją.

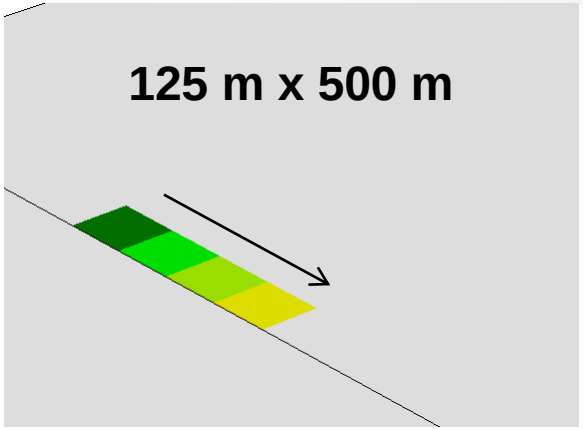


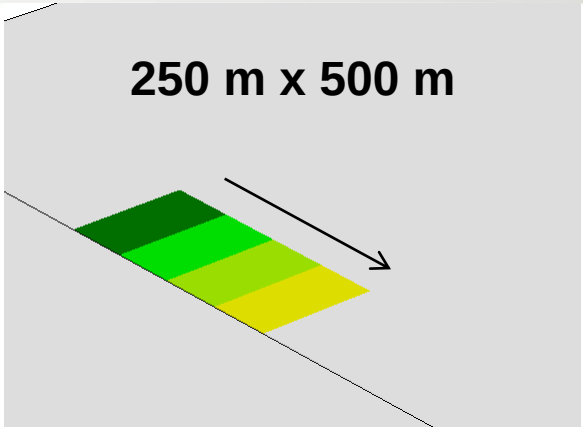

przykładowa geometria
pola eksploatacyjnego

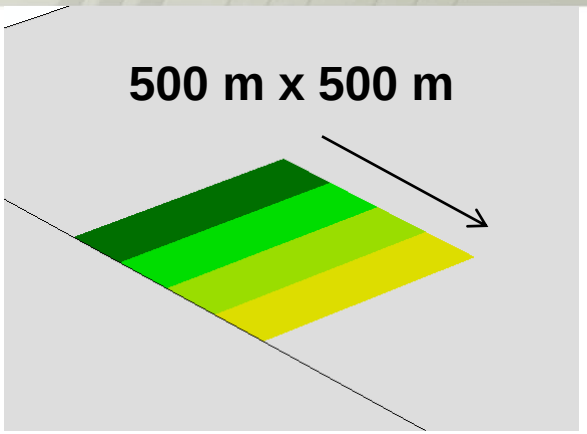
**warunki modelu (w uproszczeniu):**

- ✓ uwarunkowania geologiczne,
- ✓ parametry eksploatacji złoża rud miedzi LGOM

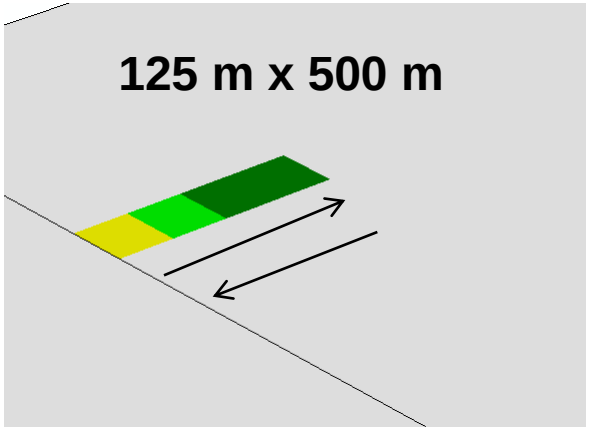
# NUMERYCZNA OCENA WPŁYWU EKSPLOATACJI NA ZACHOWANIE SIĘ USKOKU

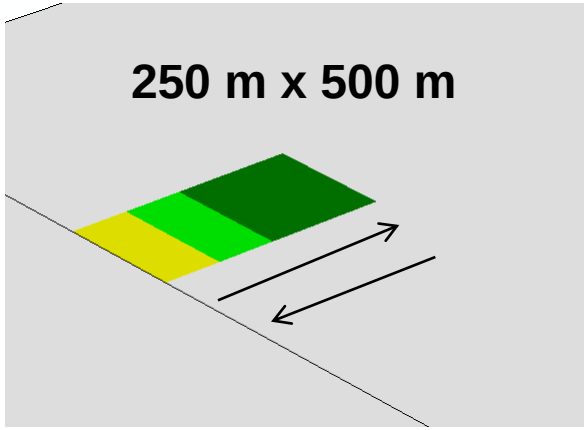


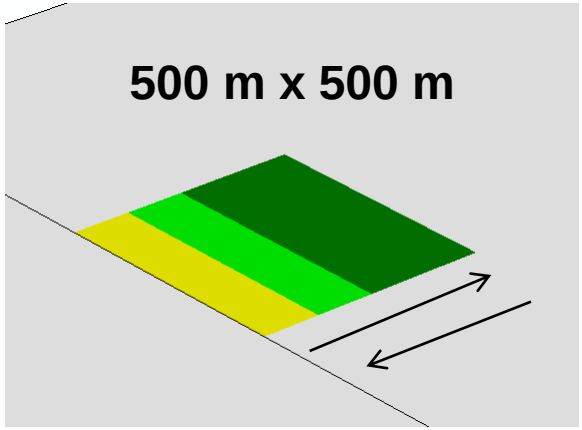




**eksploatacja wzdłuż uskoku**



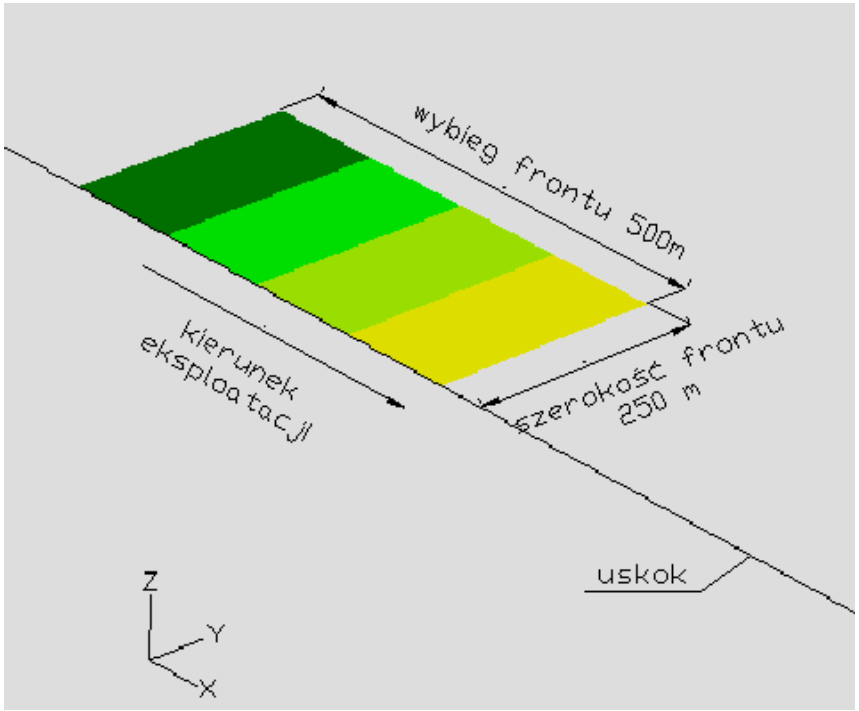



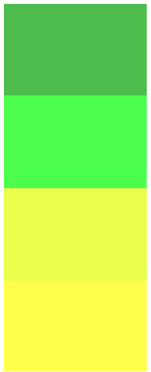




**eksploatacja prostopadle do uskoku**

**likwidacja zrobów: ugięcie stropu lub podsadzka hydrauliczna**

# NUMERYCZNA OCENA WPŁYWU EKSPLOATACJI NA ZACHOWANIE SIĘ USKOKU



wybieg 125 m

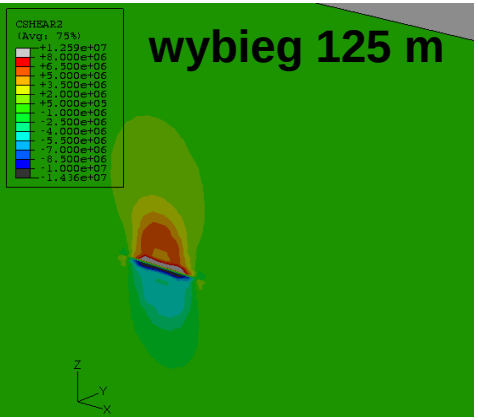
wybieg 250 m

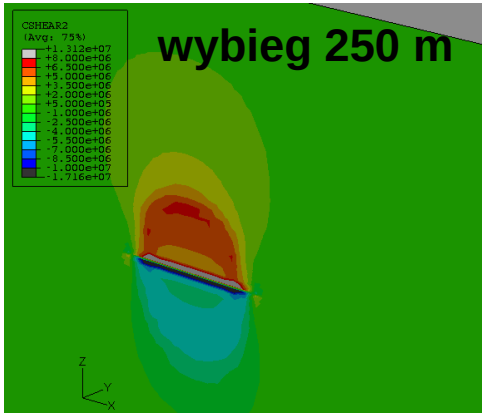
wybieg 375 m

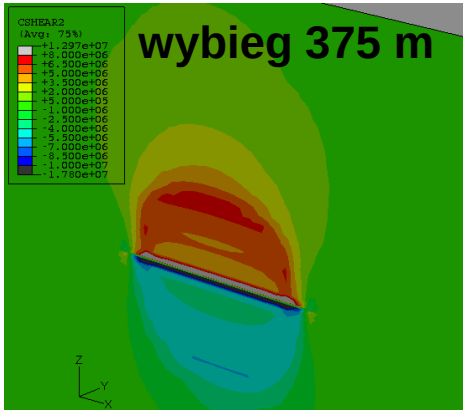
wybieg 500 m

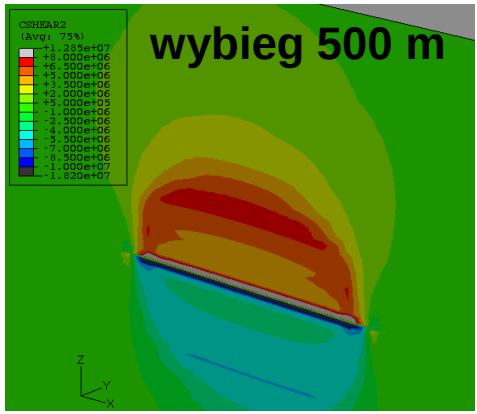
**eksploatacja wzdłuż uskoku**

# NUMERYCZNA OCENA WPŁYWU EKSPLOATACJI NA ZACHOWANIE SIĘ USKOKU

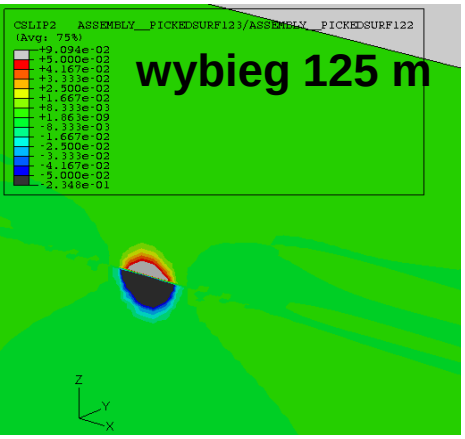


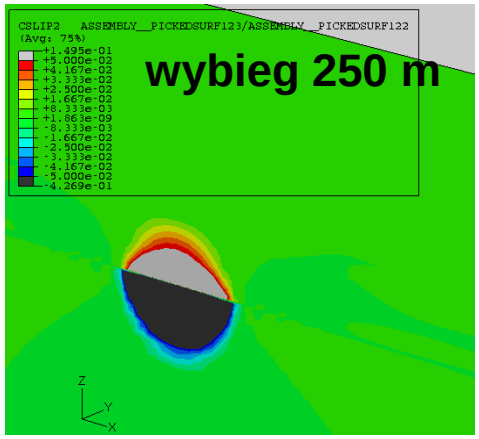



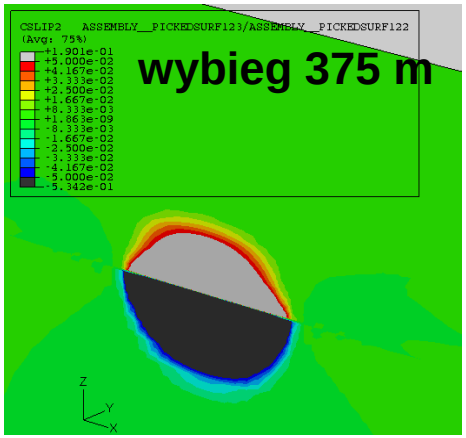



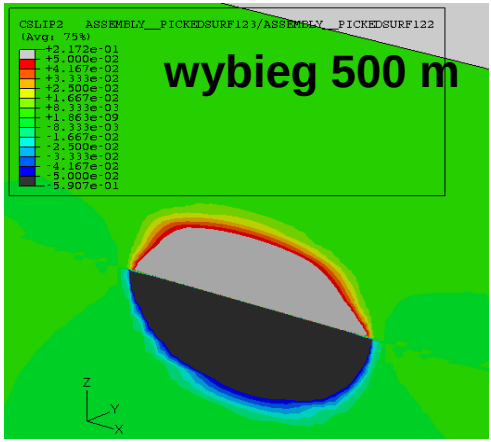




mapy naprężeń stycznych w płaszczyźnie uskoku



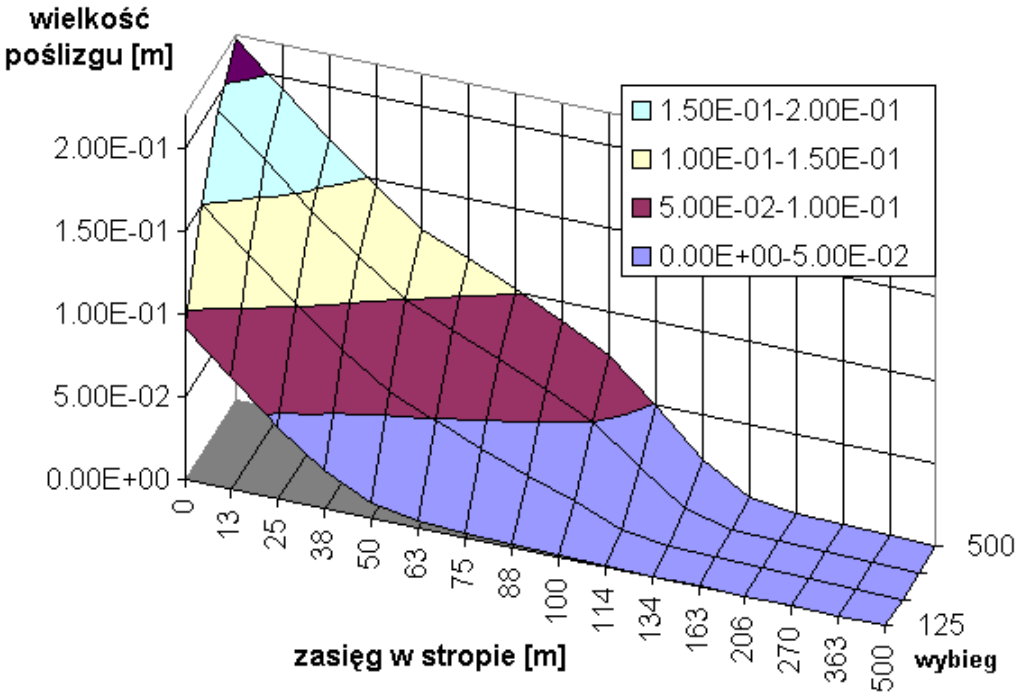



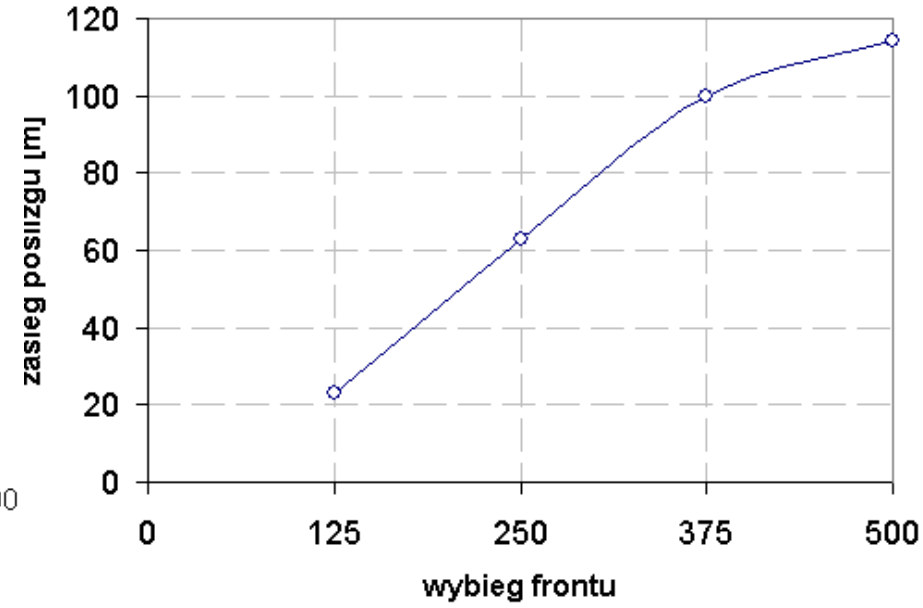




pionowe przemieszczenia (poślizg) skrzydeł uskoku względem siebie

likwidacja zrobów: ugięcie stropu

# NUMERYCZNA OCENA WPŁYWU EKSPLOATACJI NA ZACHOWANIE SIĘ USKOKU



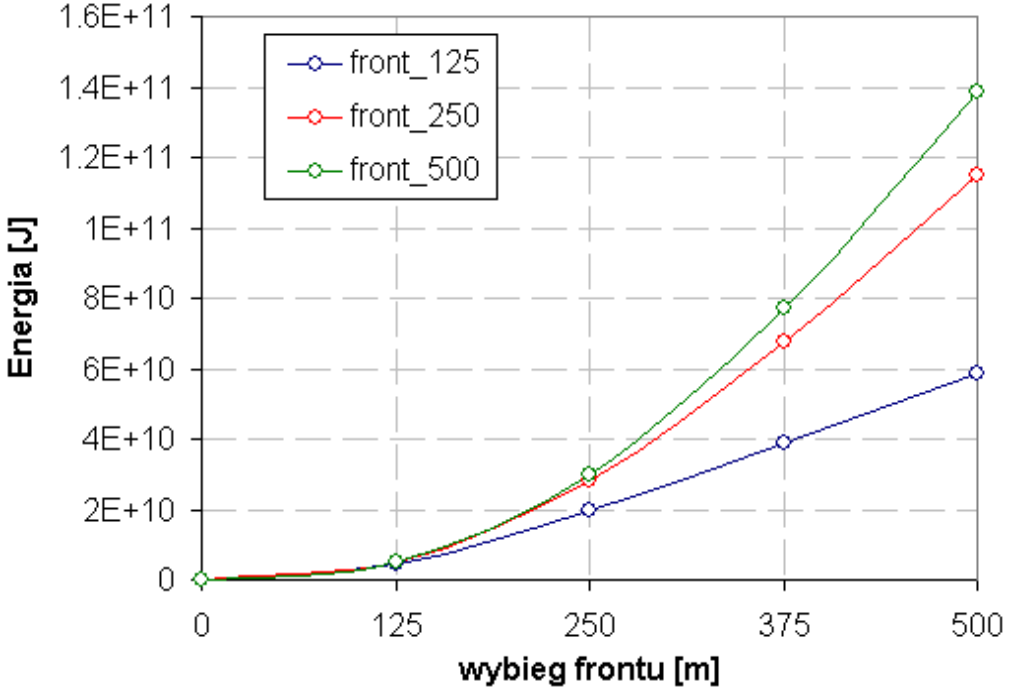

## wielkość poślizgu

- ✓ wzrasta z wybiegiem,
- ✓ jest większa dla dłuższych frontów eksploatacji;

## zasięg poślizgu

- ✓ wzrasta z rozwojem eksploatacji,
- ✓ przy zaawansowanej eksploatacji stabilizuje się.

## energia zdyssypowana wskutek efektu tarcia w płaszczyźnie uskoku

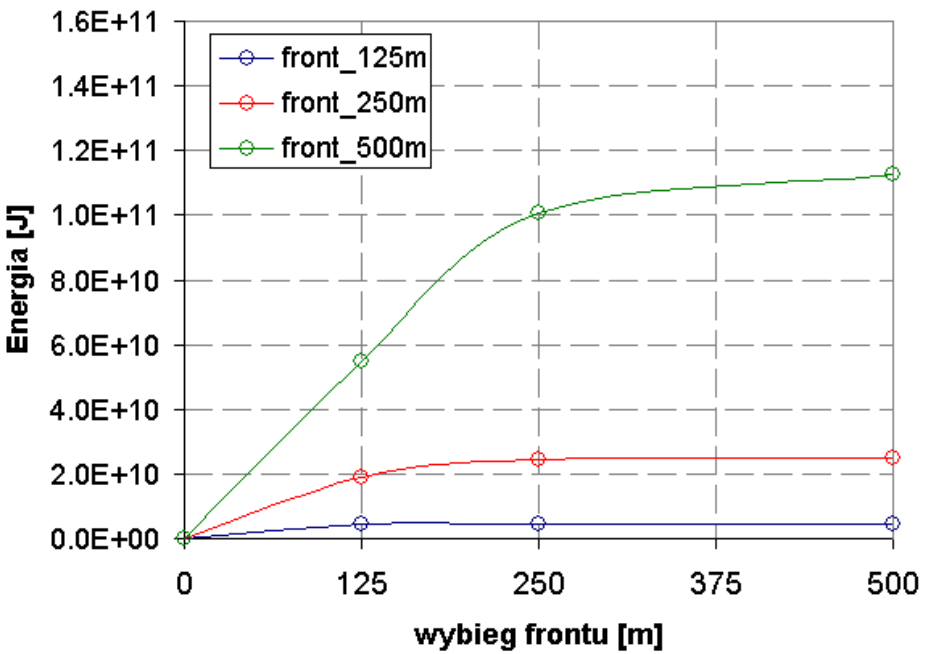



**eksploatacja wzdłuż uskoku**

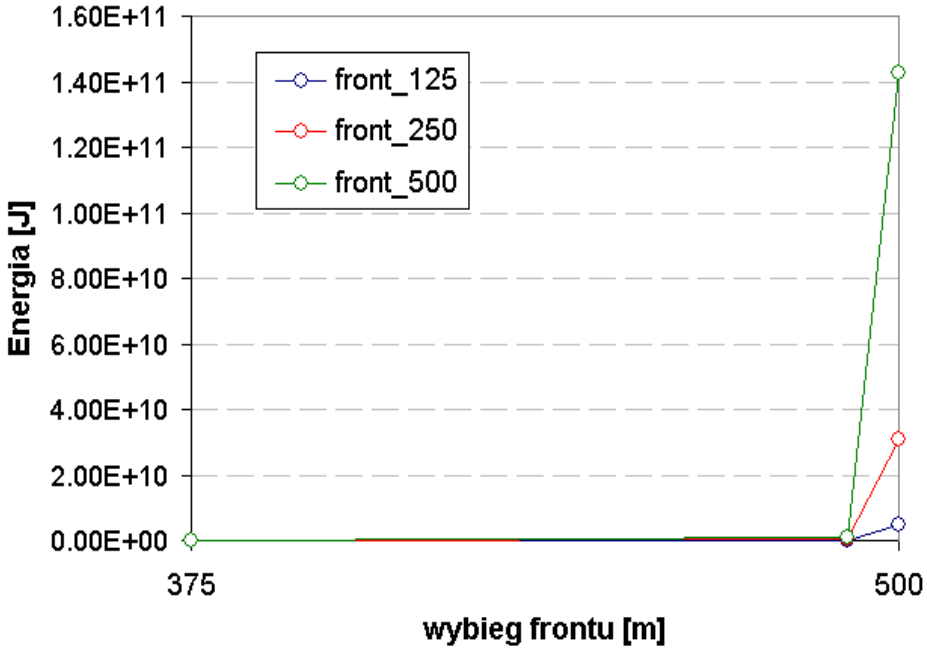
- ✓ **gdy poślizg odbywa się skokowo (wstrząs) – energia wstrząsu proporcjonalna do energii zdyssypowanej wskutek efektu tarcia w płaszczyźnie uskoku;**
- ✓ **stopniowo wzrasta z rozwojem eksploatacji ;**
- ✓ **jest większa dla dłuższych frontów eksploatacji.**
- ✓ **mniejsza intensywność dyssypacji (w porównaniu do eksploatacji do i od uskoku).**

# NUMERYCZNA OCENA WPŁYWU EKSPLOATACJI NA ZACHOWANIE SIĘ USKOKU

## energia zdyssypowana wskutek tarcia w płaszczyźnie uskoku



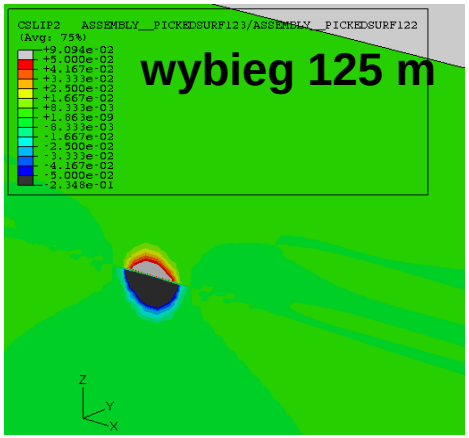

eksploatacja od uskoku

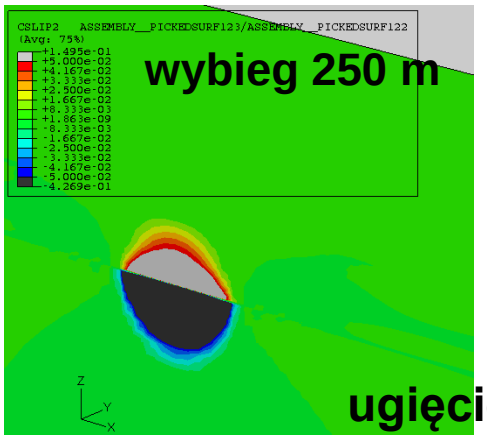


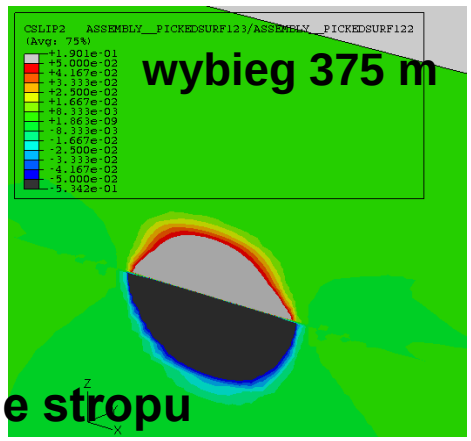

eksploatacja do uskoku

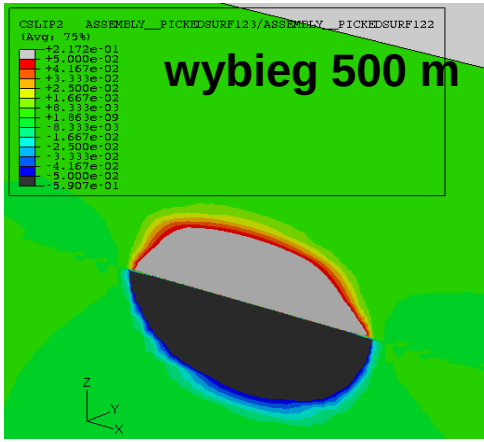
- ✓ **eksploatacja od uskoku - intensywna dyssypacja energii w początkowej fazie wybierania;**
- ✓ **eksploatacja do uskoku - intensywna dyssypacja energii na etapie końcowym wybierana (największa intensywność względem wybiegu).**

# NUMERYCZNA OCENA WPŁYWU EKSPLOATACJI NA ZACHOWANIE SIĘ USKOKU

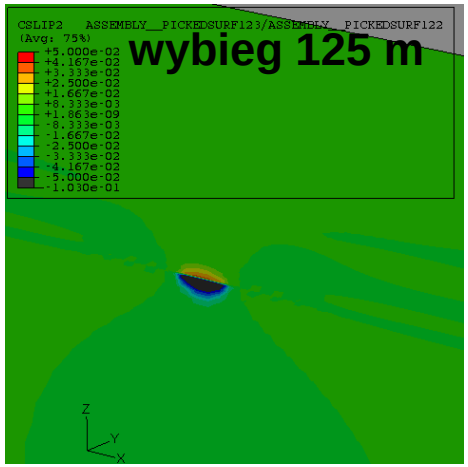


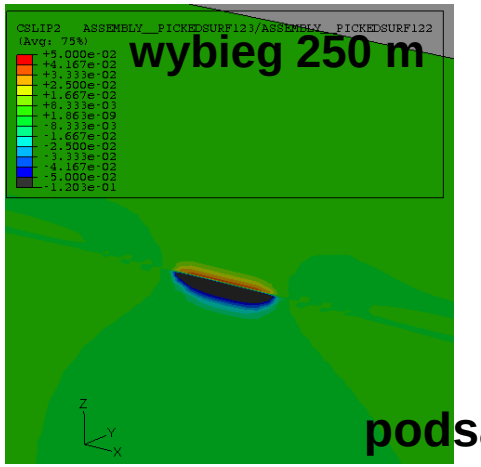



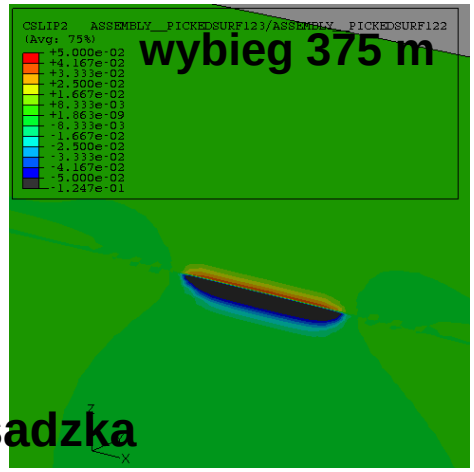



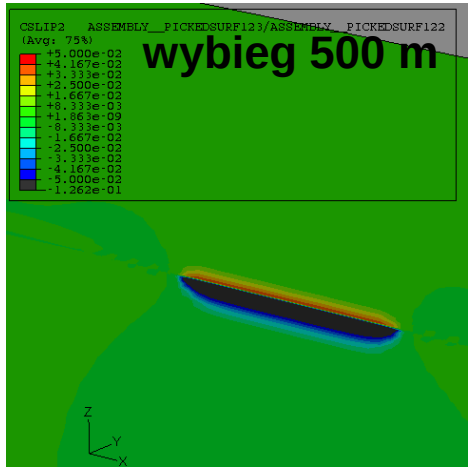




ugięcie stropu



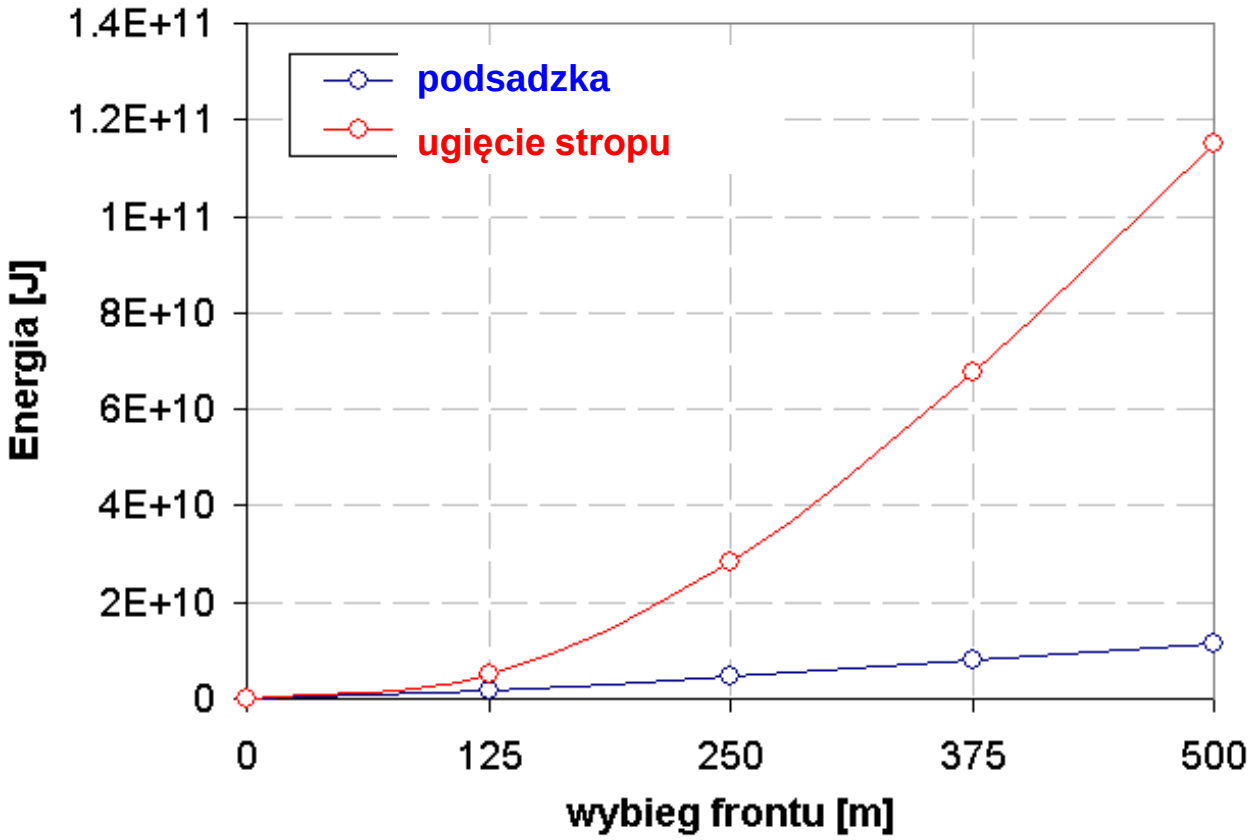




podsadzka

pionowe przemieszczenia (poślizg) skrzydeł uskoku względem siebie

✓ eksploatacja z podsadzką znacząco ogranicza (praktycznie eliminuje) poślizg.

# NUMERYCZNA OCENA WPŁYWU EKSPLOATACJI NA ZACHOWANIE SIĘ USKOKU



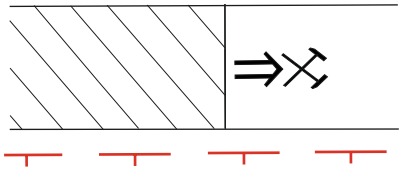

**energia zdyssypowana wskutek efektu tarcia w płaszczyźnie uskoku**

- ✓ **zmniejszeniu poślizgu w płaszczyźnie uskokowej towarzyszy bardzo duże ograniczenie energii dyssypowanej na efekty tarcia.**

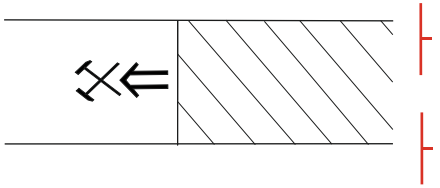
# REGUŁY ODDZIAŁYWANIA USKOKÓW W REJONIE EKSPLOATACJI NA WIELKOŚĆ ZAGROŻENIA SEJSMICZNEGO

## Kierunek eksploatacji względem uskoku

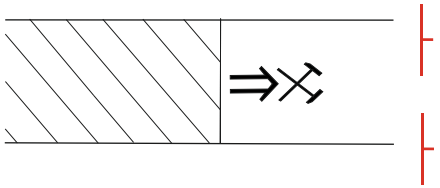
- **wybieranie wzdłuż uskoku:**
  - ✓ energia sprężysta jest stopniowo rozpraszana na efekty tarcia;



- **wybieranie od uskoku:**
  - ✓ uaktywnienie uskoku po oddaleniu się frontu na odpowiednią odległość,
  - ✓ wstrząs wywołany uaktywnieniem nie spowoduje radykalnego wzrostu zagrożenia tąpaniami na froncie eksploatacji;



- **wybieranie do uskoku:**
  - ✓ większa możliwość uaktywnienia się uskoku oraz wzrost zagrożenia tąpaniami.



**kształtowanie się zagrożenia sejsmicznego**

- najkorzystniejsze wybieranie wzdłuż uskoku.

# REGUŁY ODDZIAŁYWANIA USKOKÓW W REJONIE EKSPLOATACJI NA WIELKOŚĆ ZAGROŻENIA SEJSMICZNEGO

## Wysokość wybrania i sposób likwidacji zrobów

- **decyduje o konwergencji w polu eksploatacyjnym – większa konwergencja powoduje wzrost aktywności sejsmicznej oraz zwiększa udział wstrząsów bliższych frontowi eksploatacji;**
- **wysokość wybrania**
  - ✓ **mniejsza wysokość ogranicza poślizg w płaszczyźnie uskoku – niższy poziom aktywności sejsmicznej,**
  - ✓ **większa wysokość – wzrost aktywności sejsmicznej i nasilenie się wstrząsów bliższych frontowi eksploatacji;**
- **sposób likwidacji zrobów**
- **eksploatacja z podsadzką utrudnia powstanie poślizgu w płaszczyźnie uskoku – ogranicza możliwość uaktywniania się uskoku,**
- **zastosowanie podsadzki (w porównaniu do zawału czy z ugięcia stropu) powoduje zmniejszenie poziomu aktywności sejsmicznej w rejonie uskoku;**

**kształtowanie się zagrożenia sejsmicznego**

- **najkorzystniejsze wybieranie na mniejszą wysokość z podsadzką.**

# REGUŁY ODDZIAŁYWANIA USKOKÓW W REJONIE EKSPLOATACJI NA WIELKOŚĆ ZAGROŻENIA SEJSMICZNEGO

## Długość frontu eksploatacji

- **wpływa na wielkość zagrożenia sejsmicznego i tąpaniami w zależności od stopnia zaawansowania oraz kierunku wybierania względem uskoku;**

- **wybieranie wzdłuż uskoku:**
  - ✓ **wąskim frontem przy sprzyjających warunkach nie spowoduje uaktywnienia się uskoku,**
  - ✓ **większa szerokość zwiększa możliwość uaktywnienia się uskoku, powodując wzrost wielkości zagrożenia sejsmicznego;**
  - ✓ **wybieranie kolejnych pól szerokim frontem zwiększa możliwość uaktywniania; w wyniku oddalenia od uskoku, dyssypacyjne działanie zrobów i spękanego górotworu zagrożenie tąpaniami będzie mniejsze;**

- **wybieranie od uskoku:**
  - ✓ **wybieranie wąskim frontem początkowo nie wywoła uaktywnienia uskoku; rozwinięcie eksploatacji o kolejne pola spowoduje wzrost zagrożenia;**
  - ✓ **przy oddalającym się froncie od uskoku wstrząsy na uskoku nie spowodują istotnego wzrostu zagrożenia tąpaniami.**

# REGUŁY ODDZIAŁYWANIA USKOKÓW W REJONIE EKSPLOATACJI NA WIELKOŚĆ ZAGROŻENIA SEJSMICZNEGO

## Wybieg eksploatacji

- ✓ w początkowej fazie wybierania, z uwagi na mniejszy zasięg poślizgu na powierzchni uskoku oraz ograniczoną możliwość uaktywnienia się uskoku, wielkość zagrożenia wstrząsami jest relatywnie mała;
- ✓ z większym wybiegiem aktywność sejsmiczna na uskoku początkowo znacznie rośnie; przy dalszej eksploatacji zasięg poślizg stabilizuje się co powoduje mniejszy przyrost poziomu zagrożenia sejsmicznego.

## Eksploatacja otwierająca i zamykająca

- ✓ eksploatacji otwierającej towarzyszy najmniejsze zagrożenie sejsmiczne, bez względu na kierunek wybierania i usytuowanie względem uskoku; niewielkie rozmiary wybrania ograniczają możliwość uaktywnienia się uskoku;
- ✓ eksploatacja zamykająca wiąże się z bardzo wysokim poziomem zagrożenia sejsmicznego, wynikającym tak z oddziaływania uskoku, jak i uaktywniania występujących nad wybieranym złożem warstw wstrząsogennych.

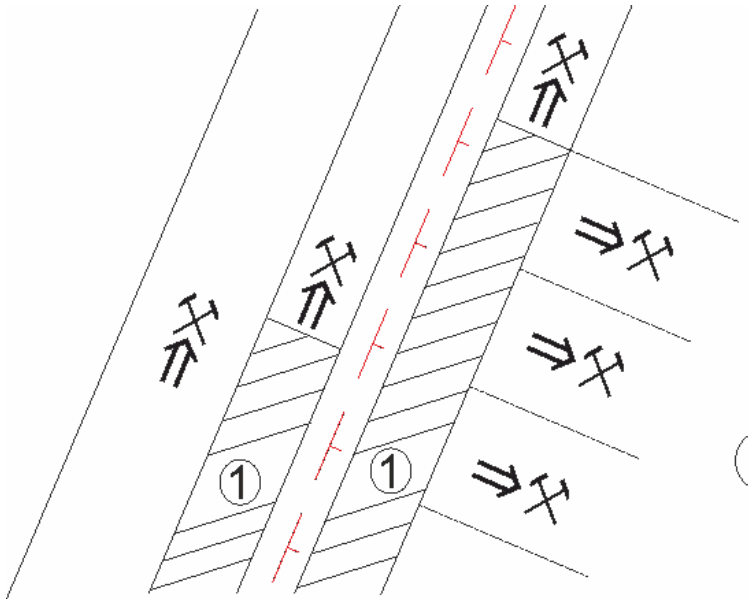
⇩ **kształtowanie się zagrożenia sejsmicznego**

- najkorzystniejsza eksploatacja otwierająca wąskim frontem.

# ZASADY EKSPLOATACJI W REJONIE USKOKÓW O DUŻYCH ZRZUTACH W ASPEKCIE OGRANICZENIA ZAGROŻENIA TĄPANIAMI

## Właściwy projekt eksploatacji

- ✓ wybieranie wzdłuż uskoku lub od uskoku – unikanie wybierania do uskoku;
- ✓ wybieranie w polu otwierającym wzdłuż uskoku wąskim frontem eksploatacyjnym;
- ✓ wybieranie kolejnych pól szerokim frontem wzdłuż lub od zrobów pola otwierającego;

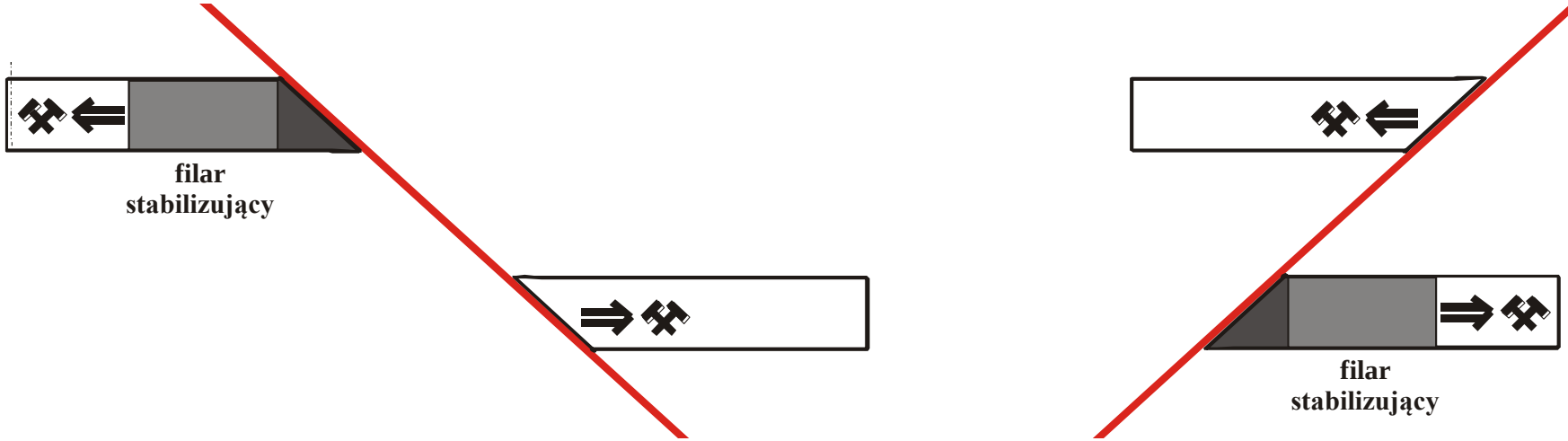



① pole otwierające

- ✓ przy eksploatacji wzdłuż uskoku stosowanie jak najdłuższych wybiegów;
- ✓ wybieranie w polu otwierającym (wzdłuż uskoku) z podsadzką hydrauliczną dla ograniczenia uaktywnienia się uskoku;
- ✓ wybieranie w kolejnych polach zarówno z ugięciem (zawałem) stropu, jak z podsadzką;
- ✓ unikanie prowadzenia eksploatacji zamykającej w bezpośrednim sąsiedztwie stref uskokowych.

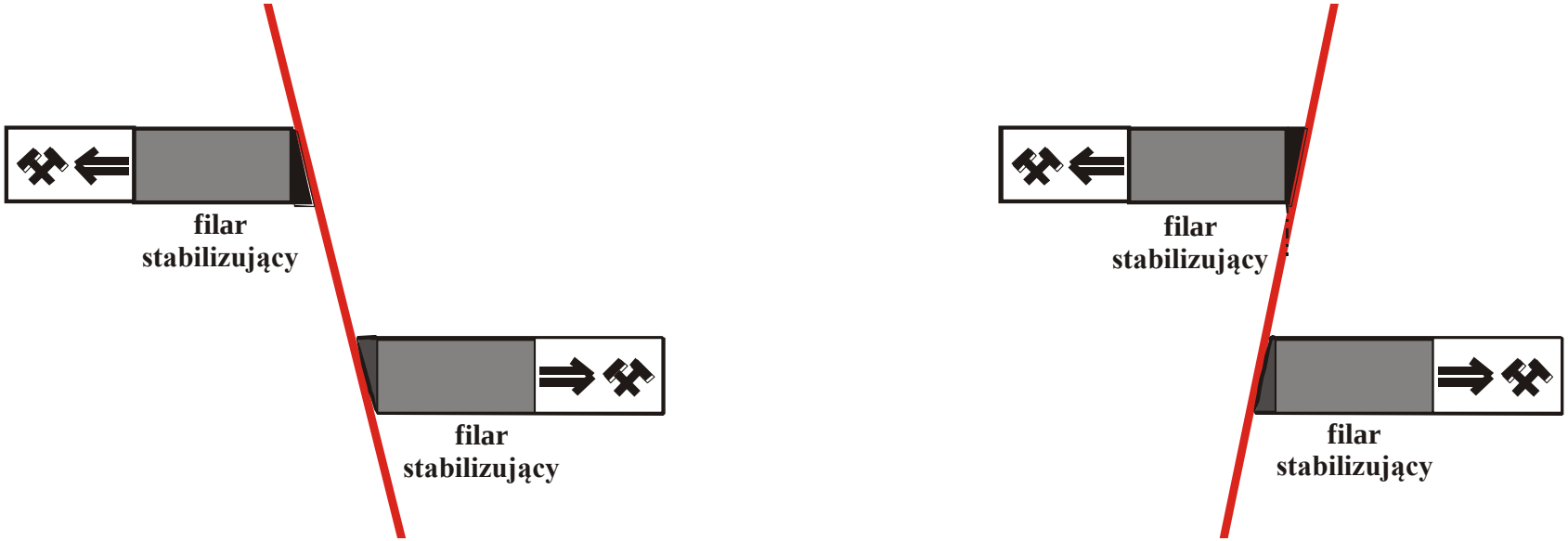
## Wyznaczanie filarów stabilizujących (bezpieczeństwa)

- ✓ zmniejsza możliwość uaktywnienia się uskoku (ogranicza zagrożenie sejsmiczne);
- ✓ im większa szerokość filara, tym mniejsza możliwość uaktywnienia uskoku; wynika z prognoz analitycznych uwzględniających warunki geologiczno- górnicze.
- ✓ filary po jednej lub po obu stronach uskoku w zależności od kierunku zapadania i kąta nachylenia płaszczyzny uskokowej



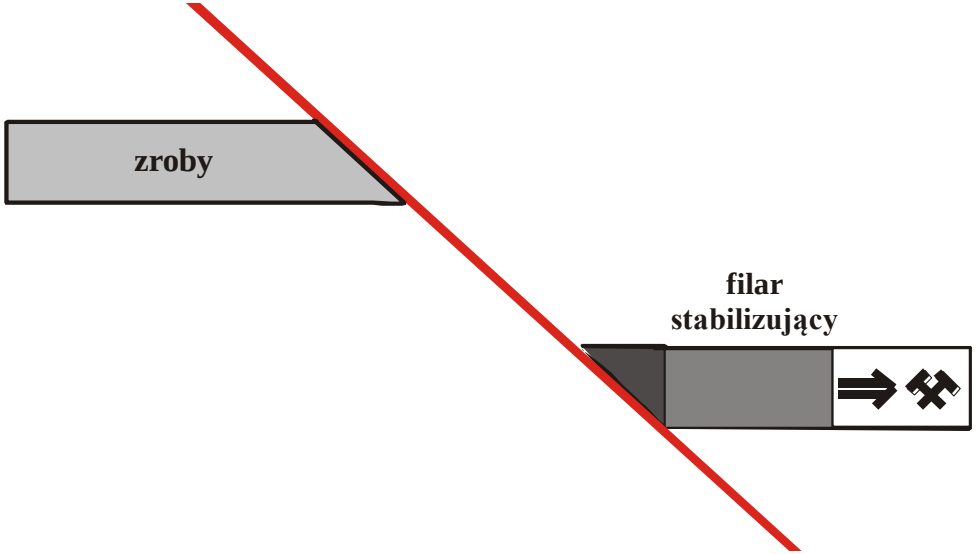

- ✓ dla uskoków o mniejszym (do 70°) kącie nachylenia płaszczyzny filar po jednej stronie uskoku (w skrzydle pod płaszczyzną uskoku);
  w skrzydle przeciwnym wybieranie bez wydzielenia filara.

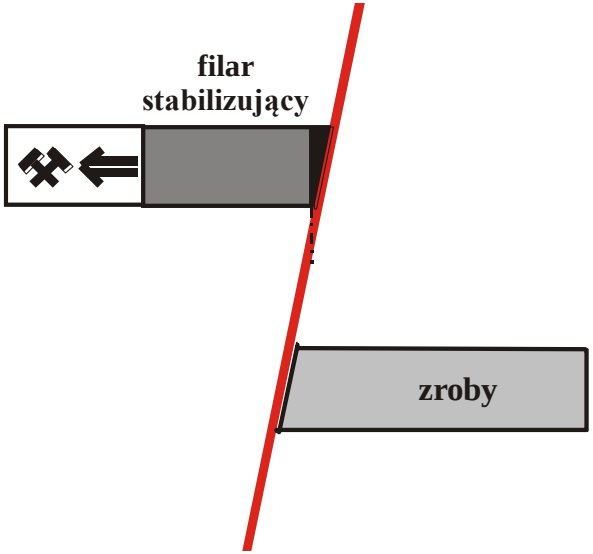
## Wyznaczanie filarów stabilizujących




- ✓ dla uskoków prawie pionowych o dużym kącie nachylenia (powyżej 70°) płaszczyzny uskokowej wskazane jest wydzielanie filarów po obu stronach uskoku;
- ✓ eksploatacja z podsadzką i/lub mniejsza wysokość wybrania pozwala na zmniejszenie szerokości filara.

## Wyznaczanie filarów stabilizujących

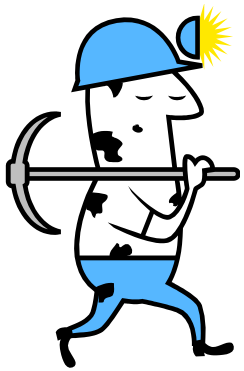



- ✓ **pozostawienie filara niezależnie od kierunku zapadania i nachylenia płaszczyzny uskokowej, gdy w przeciwnym skrzydle do planowanej eksploatacji występują zroby.**

- właściwy projekt wybierania;
- wyznaczanie filarów stabilizujących;
- dobór systemu eksploatacji;
- kontrola bieżąca zagrożenia tąpaniami;
- stosowanie profilaktyki doraźnej.

## DZIĘKUJĘ ZA UWAGĘ



AGH

AKADEMIA GÓRNICZO-HUTNICZA
IM. STANISŁAWA STASZICA W KRAKOWIE

**Zbigniew BURTAN, Dariusz CHLEBOWSKI, Andrzej ZORYCHTA**

# Prowadzenie eksploatacji w sąsiedztwie uskoków o dużych zrzutach w aspekcie ograniczenia zagrożenia tąpaniami

WYDZIAŁ GÓRNICTWA I GEOINŻYNIERII
Powołany w roku 1919

**Wydział Górnictwa i Geoinżynierii**

**Katedra Górnictwa Podziemnego**

KATEDRA GÓRNICTWA PODZIEMNEGO

**XXVI Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 22–24 luty 2017r.**

# Rozwiązanie obudowy wstępnej zbiornika retencyjnego

Leszek Błachut, Tomasz Dragon
*PPG „ROW-JAS”*

Krzysztof Filipowicz, Arkadiusz Frymarkiewicz
*JSW S.A. KWK „Pniówek”*

Piotr Głuch
*Politechnika Śląska*

**Streszczenie:** Obudowę wstępną o konstrukcji betonowo-kotwiowej zastosowano praktycznie w zbiorniku retencyjnym o ostatecznej średnicy 10m. Obudowa kotwiowo betonowa wykonana na całej długości zbiornika wraz z komorą wyładowczą o wysokości ok. 35m zapewniła wysoką stateczność wyrobiska i oraz jego bezpieczne wykonanie w obudowie ostatecznej w kierunku z dołu do góry. W rozwiązaniu poprzez kotwienie oraz wykonywanie betonu natryskowego uzyskano wzmocnienie masywu skalnego wykorzystując go do przenoszenia obciążenia. Wykonanie obudowy ostatecznej prefabrykowanej zdolnej do natychmiastowego przenoszenia obciążenia powiązanej pierścieniem betonowym z betonem natryskowym pozwoliło uzyskać zespoloną obudowę o wysokiej nośności.

## 1. Wstęp

Zbiorniki retencyjne zwane również wyrównawczymi są jednymi z podstawowych wyrobisk górniczych kopalni stanowiących o płynności procesu wydobywczego. Pozwalają one prowadzić ciągłe i równomierne wydobycie urobku wyciągiem skipowym i zapewniają jego optymalne wykorzystanie. Zbiornik wyrównawczy zapewnia rytmiczną pracę ścian wydobywczych w kopalni dzięki możliwości magazynowania urobku niezależnie od pracy i wydajności wyciągu skipowego. Podstawowymi elementami zbiorników retencyjnych są: komora załadowcza, głowica zbiornika, część cylindryczna, lej zasypowy, komora wyładowcza.
Zróżnicowane warunki geologiczno-górnicze wymagają poszukiwania nowych rozwiązań zwiększenia stateczności obudów wyrobisk [1, 2] jak i poszukiwania teoretycznych uwarunkowań w rozwiązaniu i oceny parametrów wytrzymałościowych i nośności obudowy jak i wielkości obciążenia [3, 4].

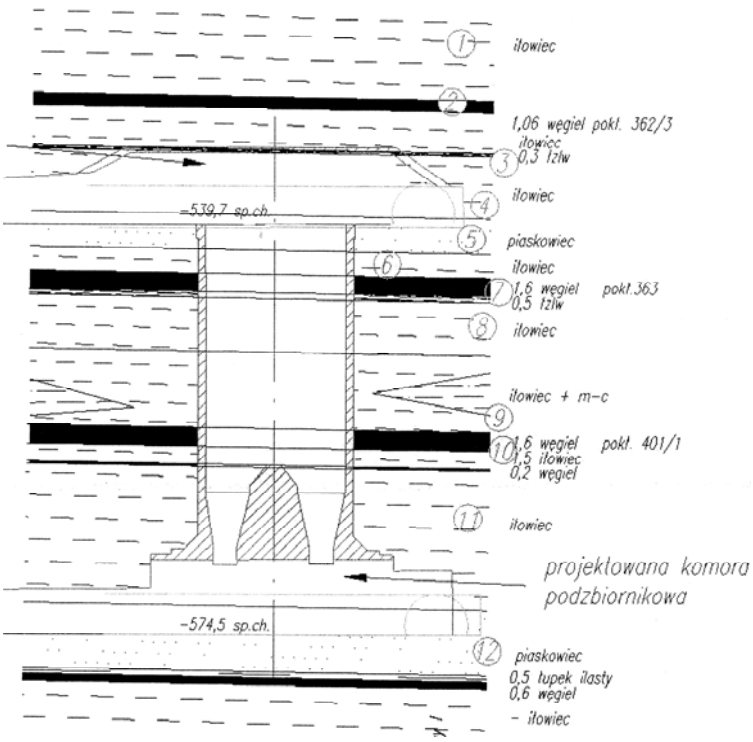
## 2. Warunki geologiczno-górnicze na wysokości zbiornika

### Warunki geologiczne

W obrębie zbiornika występują pokłady 363 (1,6 m) oraz 401/1 (1,6 m), pomiędzy którymi zalegają iłowce oraz iłowce z przerostami mułowca.
Przekrój geologiczny przedstawiono na rysunku 1.
Podzielność skał otaczających (dla górotworu nienaruszonego):

- dla węgla – **kostkowa,**
- dla iłowców – **płytowa,**
- dla mułowców i piaskowców - **płytowa i blokowa.**

Nachylenie warstw wynosi ok. 4-5° na NNE Głębokość: ok. 820 - 855 m.




Rys.1. Przekrój geologiczny w rejonie zbiornika retencyjnego

Parametry geotechniczne skał w rejonie zbiornika retencyjnego dla górotworu nienaruszonego wykazują znaczną zmienność i wg kolejności warstw jak na rys.1 zostały podane poniżej:

1. $R_c$= 34,3 MPa; $\gamma_o$ = 25,3 kN/m$^3$ iłowiec
2. $R_c$= 8,3 MPa; $\gamma_o$ = 11,96 kN/m$^3$ węgiel pkł 362/3
3. $R_c$= 24,0 - 29,6 MPa; $\gamma_o$ = 25,8 kN/m$^3$ łzlw
4. $R_c$= 32,2MPa; $\gamma_{o\,0}$ = 24,7 kN/m$^3$ iłowiec
5. $R_c$= 46,4 MPa; $\gamma_o$ = 25,40 kN/m$^3$ piaskowiec
6. $R_c$= 18,2 MPa; $\gamma_o$ = 22,0 kN/m$^3$ iłowiec
7. $R_c$= 11,7 MPa; $\gamma_o$ = 13,5 kN/m$^3$ węgiel pkł 363
8. $R_c$= 45,5 MPa; $\gamma_o$ = 24,4 kN/m$^3$ iłowiec
9. $R_c$= 44,6 MPa; $\gamma_o$ = 25,9 kN/m$^3$ iłowiec+mułowiec
10. $R_c$= 7,1 MPa; $\gamma_o$ = 12,6 kN/m$^3$ węgiel pkł 401/1
11. $R_c$= 22,5 MPa; $\gamma_o$ = 25,0 kN/m$^3$ iłowiec
12. $R_c$= 79,8 MPa; $\gamma_o$ = 25,8 kN/m$^3$ piaskowiec

**Warunki górnicze**

- pojemność zbiornika, co najmniej 2000m$^3$, ciężar właściwy urobku 1,9 Mg/m$^3$,
- średnica w świetle 10,0 m,
- obudowa ostateczna bloczki betonowe (panele) sprężane poziomo i pionowo,
- głowica o głębokość 2,0m;
- długość części cylindryczna zbiornika ok. 23,0m;
- część stożkowa 4,3 m łącznie z dwuwylotowym lejem denny zbrojonym/

## 3. Ogólne rozwiązanie obudowy zbiornika

Przyjęto następujące założenia dla obudowy zbiornika:

- obudowa zbiornika będzie wykonana na całej długości w obudowie wstępnej betonowo – kotwiowej i betonowo – stalowo - kotwiowej z szczególnym uwzględnieniem wzmocnienia górotworu za pomocą kotwienia wokół zbiornika,- ***„zostanie wykonana ochrona górotworu”,***
- obudowa panelowa (segmentowa) o wysokiej wytrzymałości betonu klasy C40/50 z poziomym sprężeniem paneli w pierścieniu poprzez stabilizację betonem układanym za obudowę każdego pojedynczego pierścienia przy montażu w kierunku z dołu do góry zapewniającym docisk pionowy pierścieni do siebie, wraz pełną kontrolą powiązania obudowy panelowej z górotworem (z obudową wstępną),
- uzyskanie zespolenia i wzmocnienia górotworu przez jego skotwienie i pewne kontrolowane połączenie konstrukcji obudów w jedną całość,
- zastosowania selektywnego mechanicznego wybierania urobku z bezpośrednim wykonywaniem obudowy wstępnej na odsłanianym odcinku zbiornika, a obudowy ostatecznej od kierunku leja w stronę głowicy tj. z dołu do góry.

**Podstawową ideą rozwiązania obudowy zbiornika retencyjnego jest wytworzenie konstrukcji, gdzie istotną rolę ma obudowa wstępna i ostateczna, które są zespolone miedzy sobą poprzez pierścień betonowy, a za pomocą kotwi z górotworem. Rozwiązanie takie zapewni wysoką nośność i trwałość konstrukcji zbiornika.**

Ogólną konstrukcję obudowy przedstawiono na rysunkach:

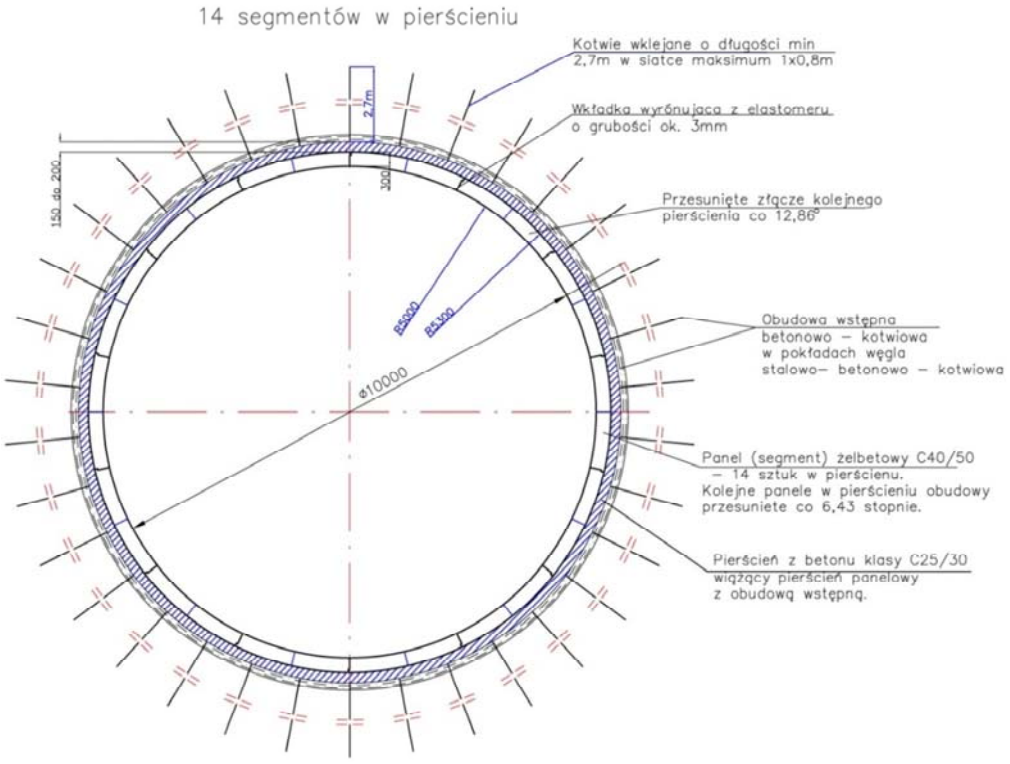
- rys.2 – przekrój poziomy przez pierścień obudowy zbiornika z paneli (segmentów) żelbetowych sprężany na obwodzie i w pionie dla zbiornika retencyjnego o średnicy Ø10m,
- rys.3 – przekrój pionowy przez wycinek obudowy.

Pierścień o średnicy 10m o wysokości 0,6m złożony jest z 14 segmentów. Konstrukcja segmentów żelbetowa. Segmenty są łączone na styk. Panel żelbetowy zbiornika jest wykonany z betonu klasy C40/50. Grubość panelu wynosi 300mm. Beton panelu spełnia wymagania betonu o podwyższonej odporności na ścieralność i przy badaniu na tarczy Bochmego grubość startej powierzchni od wewnętrznej strony nie przekroczą 0,25cm.

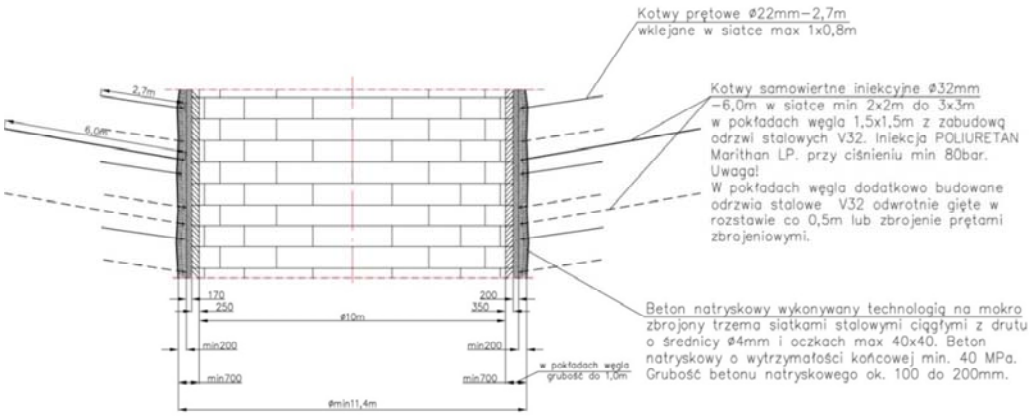
Za panelami (segmentami) budowanymi z dołu do góry jest układany beton klasy C25/30 wiążący pierścień i segmenty z obudową wstępną. Układany beton o konsystencji wilgotnej c/w ≤0,4 będzie zagęszczany przez wibrowanie, co zapewni jego szybkie wiązanie, pełne i dokładne wypełnienie wszelkich pustek za obudową z paneli, przy małym skurczu utrzymując ich sprężenie uzyskiwane w fazie zabudowy pierścienia.

## 4. Konstrukcja obudowy wstępnej

W przedstawionym rozwiązaniu zbiornik ma obudowę wstępną złożoną z warstw skalnych połączonych kotwiami, siatkami, betonem natryskowym. Obudowa ostateczna jest wykonywana z prefabrykatów żelbetowych o ostatecznej podporności uzyskiwanej bezpośrednio po zabudowie.
Tym samym uzyskujemy nową jakość obudowy zbiornika w stosunku do dotychczas stosowanych rozwiązań (obudów monolitycznych betonowych, w których obudowa przylega do górotworu jedynie na zasadzie kontaktu i jest wykonywana po 2 do 4 dni, a wytrzymałość ostateczną uzyskuje po 28 dniach.




Rys. 2. Pierścień z paneli (segmentów) żelbetowych sprężany na obwodzie i w pionie dla zbiornika retencyjnego o średnicy Ø10m



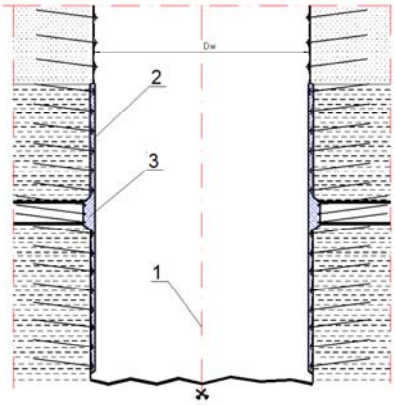

Rys. 3. Przekrój pionowy połączenie segmentu żelbetowego z betonu klasy C40/50 dla zbiornika retencyjnego o średnicy Ø10m betonem układanym za pierścień klasy C25/30

W proponowanym rozwiązaniu górotwór poprzez kotwie jest wzmacniany prawie natychmiast po odsłonięciu, które łączą skały nie dopuszczając do spękań i rozwarstwień.
W praktyce obudowa ostateczna szybu może być wykonywana o znacznie mniejszej grubości z materiałów o wysokich parametrach wytrzymałościowych.

Podstawową zaletą tej idei w stosunku do dotychczasowych rozwiązań jest fakt zastosowania na obwodzie szybu pierścieni wzmacniających o wysokiej nośności, zbliżonej do wymaganej dla obudowy ostatecznej. Pierścienie zwiększają sztywność masywu skalnego wokół szybu oraz stateczność wyrobiska i bezpieczeństwo robót.

W fazie głębienia zbiornika (szybu) w obudowie wstępnej niezbędne jest prowadzenie pomiarów rozwarstwień skał w strefie kotwienia i za strefą kotwienia oraz przemieszczeń ociosów skalnych.

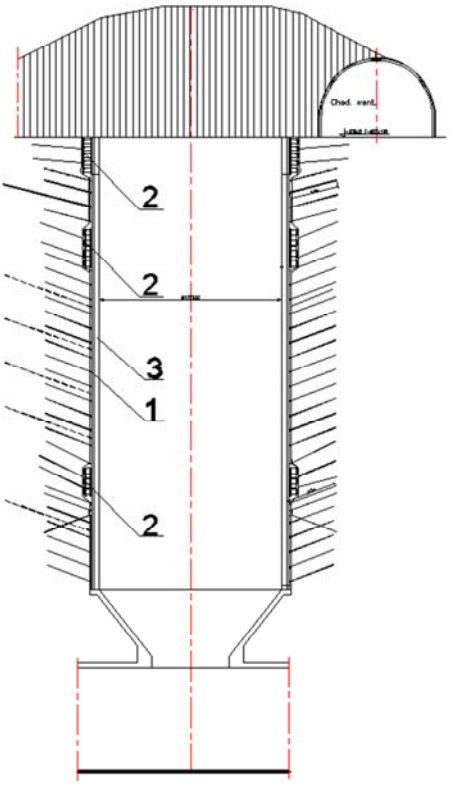
Wykonywanie obudowy wstępnej pozwala na wykonanie jednakowej grubości obudowy ostatecznej, na znacznej długości bez szwów technologicznych (tzw. ślizg). Dodatkowo, zastosowanie materiałów o wysokich parametrach wytrzymałościowych, przy wysokim stopniu wodoodporności pozwala dokładne powiązanie rożnych pierścieni obudowy z pełną kontrolą na obwodzie.




Wykonywanie obudowy ostatecznej kierunku z dołu do góry w warunkach górotworu zawodnionego umożliwia nakładanie warstw hydroizolacyjnych na obudowę wstępną w postaci foli i/lub impregnatów naturalnych przed wykonaniem obudowy ostatecznej monolitycznej lub prefabrykowanej.

Rys. 4. Obudowa wstępna szybu wykonywana bezpośrednio w przodku.

Rozwiązanie obudowy zespolonej zestawiono praktycznie przy realizacji szybowego zbiornika retencyjnego na głębokości 820 do 855m.
Ogólne rozwiązanie zbiornika o wewnętrznej średnicy ostatecznej 10m przedstawiono na rysunku 5, a w przekroju poprzecznym na rysunku 6.




Rys. 5. Przykład rozwiązania obudowy zespolonej w szybowym zbiorniku retencyjnym.

1. obudowa wstępna kotwiowo-betonowa,
2. pierścienie wzmacniające,
3. obudowa ostateczna.

W warstwach pokładów węgla wykonano żelbetowe pierścienie wzmacniające. Kotwie budowano w rozstawie 0,8mx1m o długości 2,7m z odchyleniem do góry (10º do 15º). Beton natryskowy o wytrzymałości końcowej minimum 40MPa wykonano metodą na mokro o grubości od 5 do 12cm. Widok zbiornika wykonanego na całej długości około 30m ( wraz z komorą pod zbiornikiem) przedstawiono na rysunku 6.



Rys. 6. Widok wykonywanego zbiornika retencyjnego szybowego
w obudowie wstępnej z pierścieniami wzmacniającymi.

## 5. Obliczenie zasięgu strefy odprężonej wokół zbiornika

Obliczenie zasięgu stref odprężonych wokół zbiornika retencyjnego przeprowadzono przy wykorzystaniu hipotezy de Saint Venanta w której o zniszczeniu materiału decyduje największe spośród trzech, właściwe wydłużenie główne.
Po podstawieniu do hipotezy de Saint Venanta i uwzględnieniu własności górotworu nieściśliwego $\nu = 0,5$ otrzymujemy zależność wg [ 5 ]

$$p_x = p_y = \frac{R_c}{3}\frac{r^2}{a^2} \qquad (1)$$

$$\frac{p_z}{m-1} = \frac{R_c}{3}\frac{r^2}{a^2} \qquad (2)$$

Po przekształceniu i uwzględnieniu, że $p_z = \gamma H$
Można obliczyć wzór na zasięg strefy spękań

$$r_{spęp} = a \cdot \sqrt{\frac{3\gamma H}{(m-1)R_c}} \qquad (3)$$

Uwzględniając, że w masywie skalnym wytrzymałość skały jest obniżona wprowadza się współczynnik osłabienia górotworu $k_o$ <=1. Stan naprężenia wokół wyrobiska może zostać poddany dodatkowej koncentracji stąd uwzględnia się współczynnik koncentracji równy $k_k$, co w efekcie pozwala uzyskać wzór zmodyfikowany o postaci:

$$r_{spęp} = a \cdot \sqrt{\frac{3 \cdot k_k \gamma H}{(m-1) \cdot k_o R_c}} \quad (4)$$

Obok parametrów jak:

- wielkość wyrobiska (*a*- promień w wyłomie w m),
- naprężenia wokół wyrobiska z koncentracją naprężeń 3 $k_k \gamma H$,
- wytrzymałość skał w masywie $k_o R_c$.

Istotną rolę odgrywa współczynnik Poissona ( we wzorze jej odwrotność *m*), mały współczynnik Poissona $\nu$ ( duże *m*) której powoduje, że strefa odprężona maleje. Stosowanie kotwienia w krótkim czasie po odsłonięciu przodku powoduje, że współczynnik Poissona przyjmuje małą wartość, co równocześnie oznacza zmniejszenie strefy odprężonej.
Szerokość strefy spękań wokół wyrobiska wyznacza wzór:

$$t_{sp\,ęp} = r_{sp\,ęk} - a \quad (4)$$

Minimalna długość kotwi wychodząca za strefę spękań wynosi:

$$L_{kmin} = 0{,}2m + t_{spek} + (0{,}5 \text{ do } 1{,}0)m \quad (5)$$

Obliczenia wielkość strefy odprężonej oraz minimalnej długości kotwi oraz doboru rodzaju obudowy przedstawiono w tablicy 1.

W warunkach, gdzie strefa skał odprężonych ma znaczny zakres (powyżej 4m) lub na obudowę działają dodatkowe naprężenia o wysokim współczynniku koncentracji naprężeń odcinek górotworu w zbiorniku retencyjnym wymaga zastosowania obudowy KBS (kotwiowo – betonowo – stalowej). W przypadku niewielkich stref odprężonych projektuje się stosowanie obudowy kotwiowej z warstwa betonu natryskowego.

Obliczona wielkość strefy odprężonej, minimalnej długości kotwi oraz doboru rodzaju obudowy

Tablica 1.

| Nazwa warstw | Piaskowiec | Iłowiec | węgiel pokład 362/4 | łzlw łupek z laminami węgla | iłowiec | iłowiec plus mułowiec | węgiel pokład 401/1 | iłowiec | węgiel | iłowiec |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Nr kol. Warstwy | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 |
| $h_i$ [m] | 3 | 3 | 1,6 | 0,5 | 4,5 | 6,5 | 1,6 | 1,5 | 0,2 | 12 |
| $H_{st}$ [m] | 820,0 | 823,0 | 825,0 | 826,6 | 827,1 | 831,6 | 838,1 | 839,7 | 841,2 | 841,4 |
| $H_{sp} = H$ [m] | 823,0 | 825,0 | 826,6 | 827,1 | 831,6 | 838,1 | 839,7 | 841,2 | 841,4 | 853,4 |
| $\gamma_{srwd}$ [MN/m$^3$] | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 |
| k | 2,000 | 2,000 | 1,500 | 1,250 | 1,250 | 1,250 | 1,250 | 1,250 | 1,250 | 1,250 |
| ν | 0,280 | 0,290 | 0,250 | 0,250 | 0,390 | 0,390 | 0,250 | 0,270 | 0,330 | 0,270 |
| m | 3,57 | 3,45 | 4,00 | 4,00 | 2,56 | 2,56 | 4,00 | 3,70 | 3,03 | 3,70 |
| a | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 |
| Rcs [MPa] | 46,4 | 18,2 | 11,7 | 16,0 | 45,5 | 44,6 | 7,1 | 22,5 | 7,1 | 22,5 |
| ko | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 |
| rsp [m] | 6,6 | 10,7 | 10,5 | 8,2 | 6,8 | 6,8 | 12,4 | 7,3 | 15,1 | 7,4 |
| tspękań | 0,6 | 4,7 | 4,5 | 2,2 | 0,8 | 0,8 | 6,4 | 1,3 | 9,1 | 1,4 |
| Lk w projekcie | 2,7 | 2,7/6,0 | 2,7/6,0 | 2,7/6,0 | 2,7 | 2,7 | 2,7/6,0 | 2,7 | 2,7/6,0 | 2,7 |
| rodzaj obudowy-wstępnej | KBS | KBS | KBS (SB) | KBS (SB) | KB | KB | KBS (SB) | KB | KB | KB |

## 6. Obliczenie parametrów obudowy wstępnej

Elementami obudowy wstępnej są:

- kotwie wklejane prętowe ϕ22x2,7m (z pręta żebrowanego o nośności minimum 190kN; wklejane na długości 1,80m, na ładunkach klejowych np. Lokset, w siatce kotwienia 1,0 x 1,6m.
- kotwie wklejane iniekcyjna o długości 5,0m, zabudowane pomiędzy dwoma rzędami kotwi prętowych jak wyżej tj. w rozstawie pionowym 0,80m między nimi,
- siatka zgrzewana z prętów ϕ10/6mm, o oczkach 100 x 50 stanowiąca element zbrojenia. Siatki zakładać z zachowaniem zakładki min. jednego oczka,
- torkret (beton natryskowy) o wytrzymałości klasy min. C40/50 wykonany na bazie betonu natryskowego TW70

Minimalną grubość powłoki z betonu natryskowego, obudowy kotwiowej z siatką określa się z ogólnej zależności:

$$p_{obl} \leq p_k + p_{bN} + p_{zbr} \quad (6)$$

gdzie:

$p_{obl}$ obciążenie obliczeniowe od strony górotworu,
$p_k$ - obciążenie przejmowane przez obudowę kotwiową, $p_k = N_k /axb$,
$N_k$ – nośność kotwi,
$axb$- roztsaw kotwi, (siatka kotwienia),
$p_{bN}$ = podporność pierścienia z betonu natryskowego, $p_{bN} = f_{cd} x g_{bN} x 1/r_o$
$r_o$ – promień obudowy wstępnej,
$f_{cd}$ - wytrzymałość obliczeniowa betonu natryskowego,
$g_{bN}$ – grubość betonu natryskowego,
$p_{zbr}$ – podporność pierścienia siatki zbrojeniowej, $p_{zbr} = f_{yd} \cdot F_{zbz}/r_o$
$f_{yd}$ - wytrzymałość obliczeniowa stali siatki zbrojeniowej,
$F_{zbs}$ - przekrój zbrojenia siatki zgrzewanej na odcinku 1m,

W obliczeniach nie uwzględnia się wytworzonego przez kotwie pierścienia skalnego ograniczonego warstwą betonu natryskowego oraz siatką wzmacniającą. Przy właściwie wykonanym kotwieniu z siatką zbrojeniową i betonem natryskowym teoretyczną nośność (podporność) pierścienia skalnego można określić przybliżonym wzorem:

$$p_{sk} = 0{,}5 l_k \cdot R_{cmin}/(r_o + l_k/2) \quad (7)$$

gdzie:

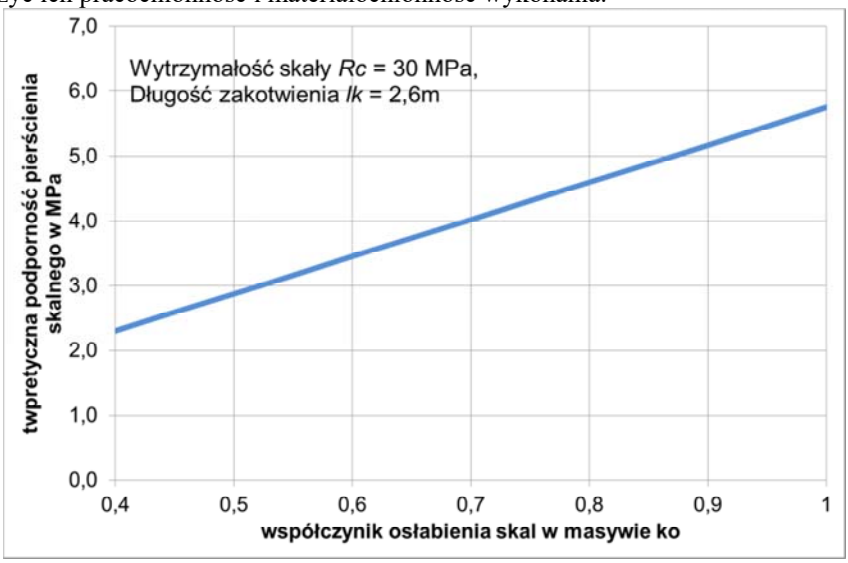
$p_{sk}$ - teoretyczną nośność (podporność) pierścienia skalnego,
$0{,}5l_k$ – grubość pierścienia skalnego,
$l_k$ - długość kotwi osadzona w górotworze,
$R_{cmin} = R_c k_o$ - minimalna wytrzymałość skały,
$R_c$ – wytrzymałość średnia na ściskanie,
$k_o$ – współczynnik zmniejszenia wytrzymałości w masywie,
$r_o$ - promień w wyłomie.

W praktyce projektowej nie określa się nośności teoretycznej skotwionego pierścienia skalnego ze względu na problem określenia wytrzymałości $R_{cmin}$ jednak trudno nie zwrócić uwagę, że pierścień skalny z obudową wstępną zostaje wytworzony. Jego nośność (podporność) jest znaczna ze względu na grubość skotwionego pierścienia skalnego, którego wartość określono na połowę grubości kotwi. Przykładowe teoretyczne wartości nośności pierścienia skalnego obliczone wzorem (7) dla wytrzymałości skały $R_c$= 30 MPa, ze zmiennym współczynnikiem $k_o$=1 do 0,4 przy długości kotwi $l_k$ = 2,7m i $r_o$ = 5,7m przedstawiono wykreślnie na rysunku 7.

Obliczenia wykazały, że pierścień skalany w zależności od współczynnika osłabienia masywu skalnego może przenieść znaczne obciążenia, które szacunkowo wynoszą dla:

$k_o$ = 1,0 dla $R_c$ =30 MPa $p_{sk}$ = 5,74 MPa,
$k_o$ = 0,4 dla $R_c$ =30 MPa $p_{sk}$ = 2,29 MPa.

Osiągnięcie efektu wzmocnienia górotworu i wymuszenie przenoszenia przez niego obciążenia w chwili obecnej jest dla polskiego górnictwa węglowego nakazem chwili. Właściwe technologie wykonania tego zadania pozwalają uzyskać wysoką stateczność wyrobiska oraz zmniejszyć ich pracochłonność i materiałochłonność wykonania.




Rys.7. Teoretyczne kształtowanie się podporności pierścienia skalnego skotwionego kotwiami o długości zakotwienia 2,6m w skale o $R_c$ = 30 MPa przy średnicy wyrobiska 11,4m przy zmiennym współczynniku osłabienia skał w masywie.

Powłokę kotwiowo-betonową sprawdza się dodatkowo na ścinanie wyrażeniem:

$$T_{Nk} + T_c + T_{bnat} + T_{zb} > p_{obl} \cdot r \cdot b \qquad (8)$$

gdzie

$$T_{Nk} = \frac{N_{ks} \cdot l_1}{\sqrt{a^2 + l_1^2}} tg(\phi)$$ - siła ścinająca skotwiony górotwór,

$T_c = 0{,}03 \cdot f \cdot b \cdot \sqrt{a^2 + l_1^2}$ - siła oporu kohezji pierścienia skalnego,

$T_{bnat} = 4 \cdot g \cdot b \cdot f_{ctd}$ - siła ścinająca beton natryskowy o grubości $g$

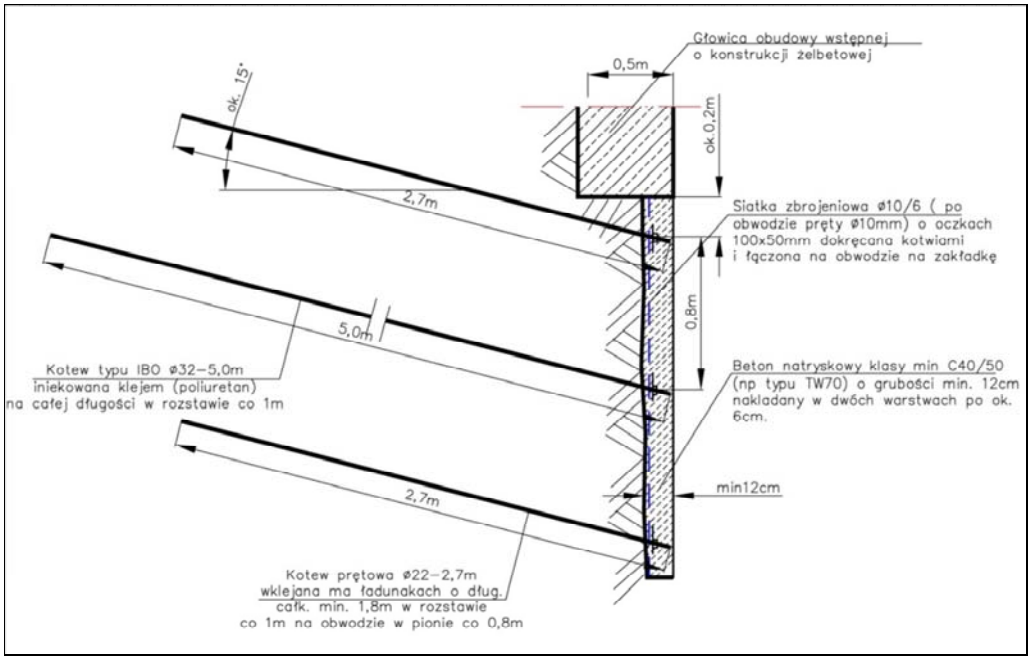
$T_{zb} = 0{,}6 \cdot f_{yd} \cdot F_{zbr} \cdot 0{,}8$ - siła przenoszona przez zbrojenie stalowe,

$N_{kr} = p_{obl}( r + 0.5\, l_1) \cdot b$ – siła osiowa w skotwionym sklepieniu,
$p_{obl}$ – obciążenie obliczeniowe.

Sprawdzenie warunku nieprzekroczenia przez odkształcenia górotworu nadmiernych wydłużeń prętów kotwiowych przeprowadzono według wzoru :

$$\frac{1-\nu_g}{E_g} \cdot (p_z - p_g) \cdot \frac{r_L^2}{r_L \cdot (r_w + l_c)} \leq 0{,}02 \qquad (9)$$

Przykładowy przekrój obudowy wstępnej wykonywanej pod głowicą zbiornika przedstawiono na rysunku 8, a widok na rysunku 9 i 10.




Rys. 8. Przekrój przez obudowę wstępną zbiornika pod głowicą



Rys. 9 Widok komory wyładowczej i zbiornika w obudowie wstępnej



Rys. 10. Obudowa wstępna, wykładka betonowa wiążąca i pierścień z panela żelbetowego o grubości 0,3 m

## 7. Ogólna technologia wykonania obudowy

**Istotą rozwiązania obudowy zbiornika retencyjnego jest wytworzenie obudowy, gdzie istotną rolę ma obudowa wstępna i ostateczna, które są zespolone miedzy sobą, a za pomocą kotwi z górotworem.**

Obudowa panelowa (segmentowa) jest wykonywana w kierunku **z dołu do góry** przez układanie pierścieni na siebie z przesunięciem na złączach jako konstrukcji zespolonej z obudową kotwiowo – betonową (KB), a na wysokości pokładów węgla jako konstrukcja kotwiowo - betonowo – stalowa (KBS).

Połączenie segmentów (paneli) w pierścienie z naciągiem wstępnym obwodowym i sprężeniem pionowym od ciężaru paneli ( ewentualnie śrub rzymskich)

Połączenie pierścieni i paneli poprzez warstwę betonu z obudową wstępną zapewniającą związanie z obudową wstępną kotwiowo - betonową, a na wysokości pokładów węgla z konstrukcją obudowy kotwiowo - betonowo- stalowej z dokładną kontrolą wypełnienia.

Wykonanie w segmentach otworów poziomych w połowie wysokości segmentu wykorzystywanych do transportu, iniekcji, kotwienia wzmacniającego

W konstrukcji górniczej obciążenie od strony górotworu ma znaczną wielkość i w szybach na znacznej głębokości może dochodzić od 1 do 3 MPa. Dla zbiornika retencyjnego (zwanego również wyrównawczym) ciśnienie wewnętrzne przy wysokości zbiornika h = 30 m przy silnie zawodnionym urobku może wynosić od 0,1 do 0,2 MPa i w pełni przenosi je obudowa rozparta dodatkowo o masyw skalny. (Nie występują naprężenia rozciągające w konstrukcji obudowy).

Zastosowanie do rozwiązania obudowy zbiornika retencyjnego obudowy panelowej wykonywanej w kierunku z dołu do góry po wykonaniu zbiornika w obudowie wstępnej pozwala zapewnić obudowie panelowej sprężenie technologiczne pracujące pewnie w fazie bezpośrednio po montażu, które zwiększa się po zadziałaniu na obudowę obciążenia ostatecznego.

W projekcie obudowy zbiornika retencyjnego zastosowano rozwiązanie w którym wzmocniono parametry wytrzymałościowe górotworu przez kotwienie i beton natryskowy oraz sprężono konstrukcję panelową technologicznie związując (zespalając) konstrukcje między sobą.

## 8. Wnioski końcowe

1. Istniejące warunki geologiczno-górnicze wokół głębionych i pogłębianych szybów czy wykonywanych szybowych zbiorników retencyjnych na dużej głębokości są trudne ze względu na:
   a) występujące zaburzenia geologiczne,
   b) silne uwarstwienie i uławicenie,
   c) nachylenia warstw powodujące wystąpienie nierównomiernych obciążeń,
   d) wysokie pierwotne ciśnienia górotworu,
   e) nierównomierną eksploatację (ścieranie obudowy urobkiem),
   f) prowadzone roboty górnicze i inne czynniki.

2. Tradycyjne technologie wykonywania obudowy zbiorników retencyjnych czy szybu w postaci płaszcza betonowego w odsłoniętym robotami strzałowymi ociosie nie zabezpiecza górotworu przed wystąpieniem spękań, rozwarstwień czy odspojeń, co przy wykonywaniu obudowy monolitycznej betonowej nie zapewnia jej zespolenia z górotworem i uzyskania korzystnej współpracy w przenoszeniu działających obciążeń. Niekorzystną cechą obudowy betonowej monolitycznej jest długi czas jej dojrzewania i twardnienia do momentu uzyskania wytrzymałości ostatecznej.

3. Uzyskanie wytrzymałej konstrukcji obudowy w warunkach dużej głębokości wymaga zastosowania systemu obudowy powiązanej (zespolonej) z górotworem poprzez kotwienie i stworzenie wraz ze zbrojonym betonem natryskowym lub dodatkową konstrukcją stalową (odrzwiami) obudowy wstępnej pozwalające na:
   - zmniejszenie odprężenia ociosu skalnego szybu,
   - niedopuszczenie do zmniejszenia parametrów wytrzymałościowych górotworu,
   - ograniczenie nierównomiernych obciążeń działających na obudowę ostateczną przy dużej zmienności warstw skalnych.

4. Rozwiązanie obudowy zespolonej z górotworem z wykonywaniem pierścieni wzmacniających w słabych warstwach górotworu na podstawie uzyskanych doświadczeń praktycznych

jest korzystnym rozwiązaniem zapewniającym bezpieczeństwo i efektywne wykonanie obudowy ostatecznej szybu czy zbiornika retencyjnego

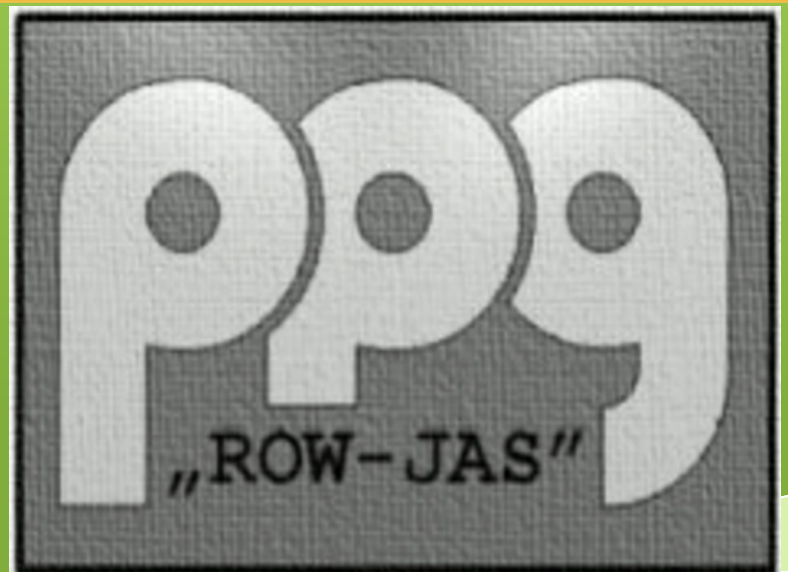
5 Zastosowanie do rozwiązania obudowy zbiornika retencyjnego obudowy panelowej wykonywanej w kierunku z dołu do góry po wykonaniu zbiornika w obudowie wstępnej pozwala zapewnić obudowie panelowej sprężenie technologiczne pracujące pewnie w fazie bezpośrednio po montażu, które zwiększa się po zadziałaniu na obudowę obciążenia ostatecznego.

**Literatura**

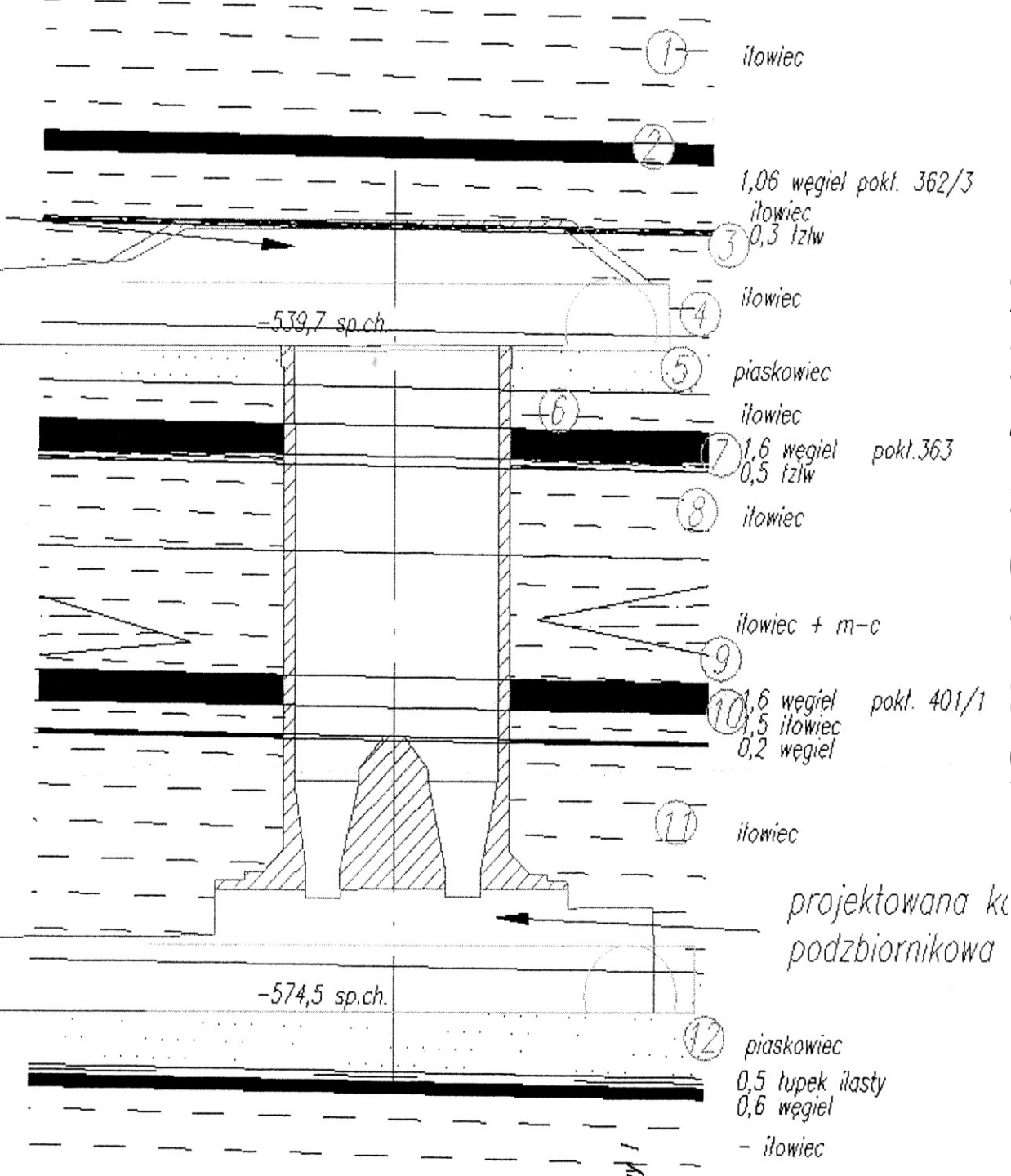

1. Chmielewski M., Głuch P., Lekan W., Sądej T.: Utrzymanie obudowy zbiorników retencyjnych na dużych głębokościach w warunkach LW Bogdanka. Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2012r.
2. Głuch P., Lekan W.: Nowe rozwiązania konstrukcyjne wysokopodporowych obudów szybów głębionych w trudnych warunkach geologiczno – górniczych Monografia pt. Nowe wyzwania i metody w projektowaniu głębienia szybów podstawą rozwoju górnictwa w Polsce. Gliwice 2013r.
3. Kleta H.: Bezpieczeństwo szybu warunkowane dokładnością oceny parametrów wytrzymałościowych i nośności obudowy. Międzynarodowa Konferencja VII Szkoła Geomechaniki, Materiały Naukowe, Zeszyty Specjalne Wydziału Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej, Gliwice-Ustroń13-16 września 2005r.
4. Kleta H. Jendryś M.: Wpływ parametrów wytrzymałościowych skał nadkładu na wielkość obciążenia obudowy szybu. Monografia pt. Nowe wyzwania i metody w projektowaniu głębienia szybów podstawą rozwoju górnictwa w Polsce. Gliwice 2013r.
5. Kłeczek Z.: Geomechanika Górnicza 1994r ŚWT 1994r.

BŁACHUT LESZEK - PPG „ROW-JAS”
DRAGON Tomasz - PPG „ROW-JAS”
FILIPOWICZ Krzysztof - JSW S.A. KWK „Pniówek”
FRYMARKIEWICZ Arkadiusz - JSW S.A. KWK „Pniówek”
GŁUCH Piotr - Politechnika Śląska

# Rozwiązanie obudowy wstępnej zbiornika retencyjnego



# Warunki geologiczno - górnicze




| | | | |
|---|---|---|---|
| 1. | $R_c$ = 34,3 MPa; | $\gamma_0$ = 25,3 kN/m$^3$ | iłowiec |
| 2. | $R_c$ = 8,3 MPa; | $\gamma_0$ = 11,96 kN/m$^3$ | węgiel pkł 362/3 |
| 3. | $R_c$ = 24,0 - 29,6 MPa; | $\gamma_0$ = 25,8 kN/m$^3$ | łzlw |
| 4. | $R_c$ = 32,2MPa; | $\gamma_{00}$ = 24,7 kN/m$^3$ | iłowiec |
| 5. | $R_c$ = 46,4 MPa; | $\gamma_0$ = 25,40 kN/m$^3$ | piaskowiec |
| 6. | $R_c$ = 18,2 MPa; | $\gamma_0$ = 22,0 kN/m$^3$ | iłowiec |
| 7. | $R_c$ = 11,7 MPa; | $\gamma_0$ = 13,5 kN/m$^3$ | węgiel pkł 363 |
| 8. | $R_c$ = 45,5 MPa; | $\gamma_0$ = 24,4 kN/m$^3$ | iłowiec |
| 9. | $R_c$ = 44,6 MPa; | $\gamma_0$ = 25,9 kN/m$^3$ | iłowiec+mułowiec |
| 10. | $R_c$ = 7,1 MPa; | $\gamma_0$ = 12,6 kN/m$^3$ | węgiel pkł 401/1 |
| 11. | $R_c$ = 22,5 MPa; | $\gamma_0$ = 25,0 kN/m$^3$ | iłowiec |
| 12. | $R_c$ = 79,8 MPa; | $\gamma_0$ = 25,8 kN/m$^3$ | piaskowiec |

# Warunki górnicze

- pojemność zbiornika, co najmniej 2000$m^3$,

- ciężar właściwy urobku 1,9 $Mg/m^3$,

- średnica w świetle 10,0 m,

- obudowa ostateczna bloczki betonowe (panele) sprężane poziomo i pionowo,

- głowica o głębokość 2,0m;

- długość części cylindryczna zbiornika ok. 23,0m;

- część stożkowa 4,3 m łącznie z dwuwylotowym lejem denny zbrojonym

# Ogólne rozwiązanie obudowy zbiornika

Przyjęto następujące założenia dla obudowy zbiornika:

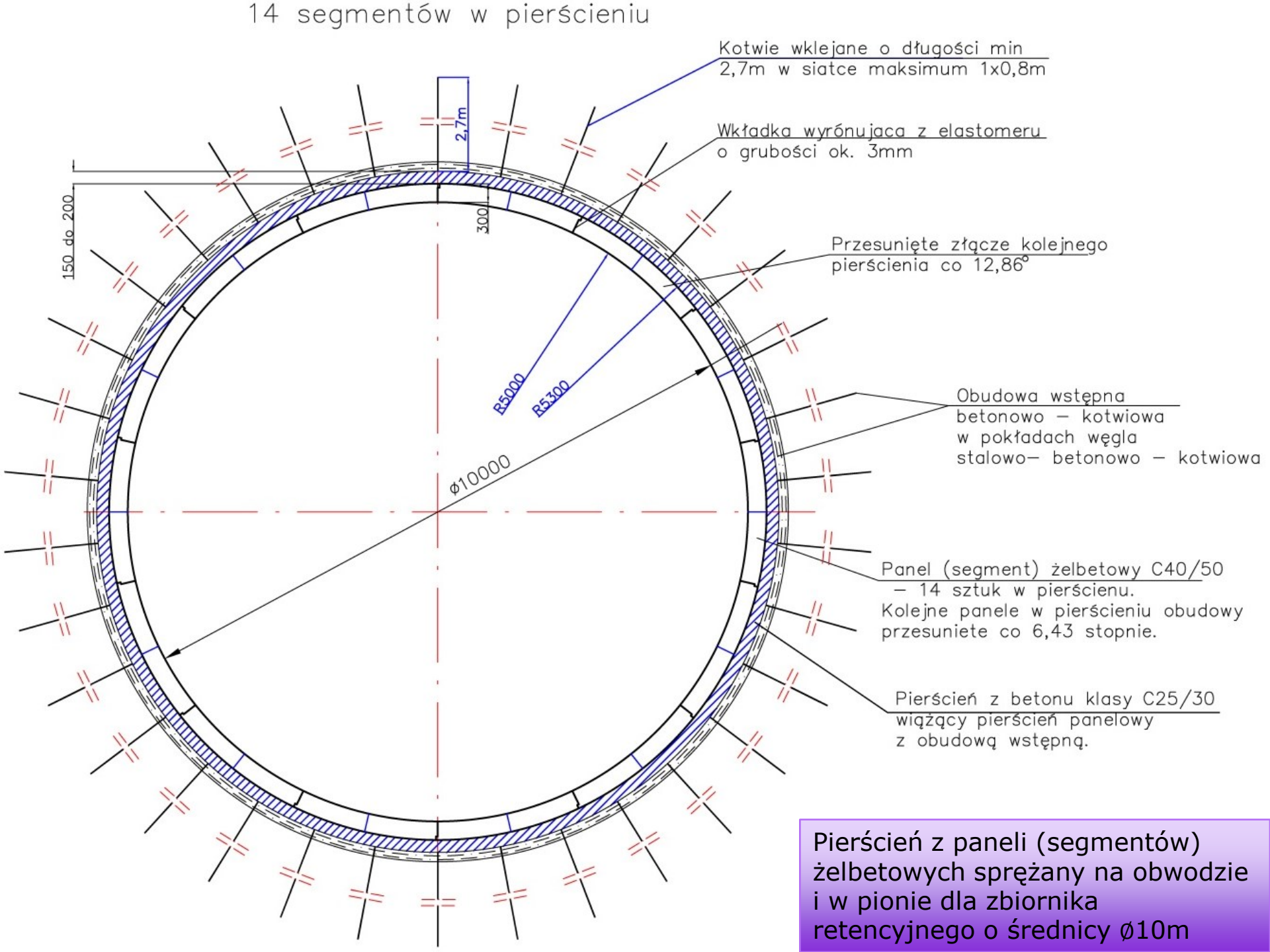
- obudowa zbiornika będzie wykonana na całej długości w obudowie wstępnej betonowo – kotwiowej i betonowo – stalowo - kotwiowej z szczególnym uwzględnieniem wzmocnienia górotworu za pomocą kotwienia wokół zbiornika,- ***„zostanie wykonana ochrona górotworu”,***

- obudowa panelowa (segmentowa) o wysokiej wytrzymałości betonu klasy C40/50 z poziomym sprężeniem paneli w pierścieniu poprzez stabilizację betonem układanym za obudowę każdego pojedynczego pierścienia przy montażu w kierunku z dołu do góry zapewniającym docisk pionowy pierścieni do siebie, wraz pełną kontrolą powiązania obudowy panelowej z górotworem (z obudową wstępną),

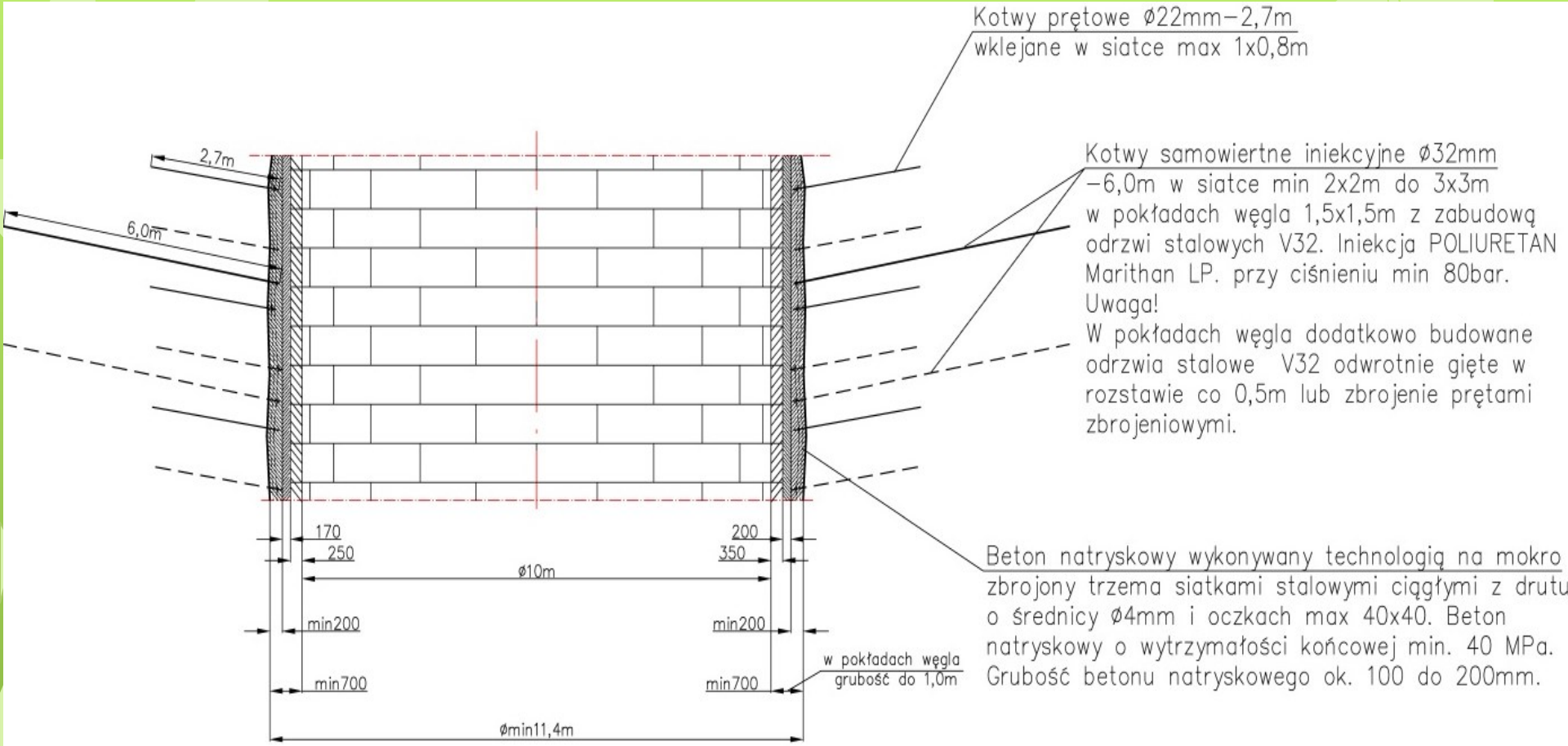
- uzyskanie zespolenia i wzmocnienia górotworu przez jego skotwienie i pewne kontrolowane połączenie konstrukcji obudów w jedną całość,

- zastosowania selektywnego mechanicznego wybierania urobku z bezpośrednim wykonywaniem obudowy wstępnej na odsłanianym odcinku zbiornika, a obudowy ostatecznej od kierunku leja w stronę głowicy tj. z dołu do góry.

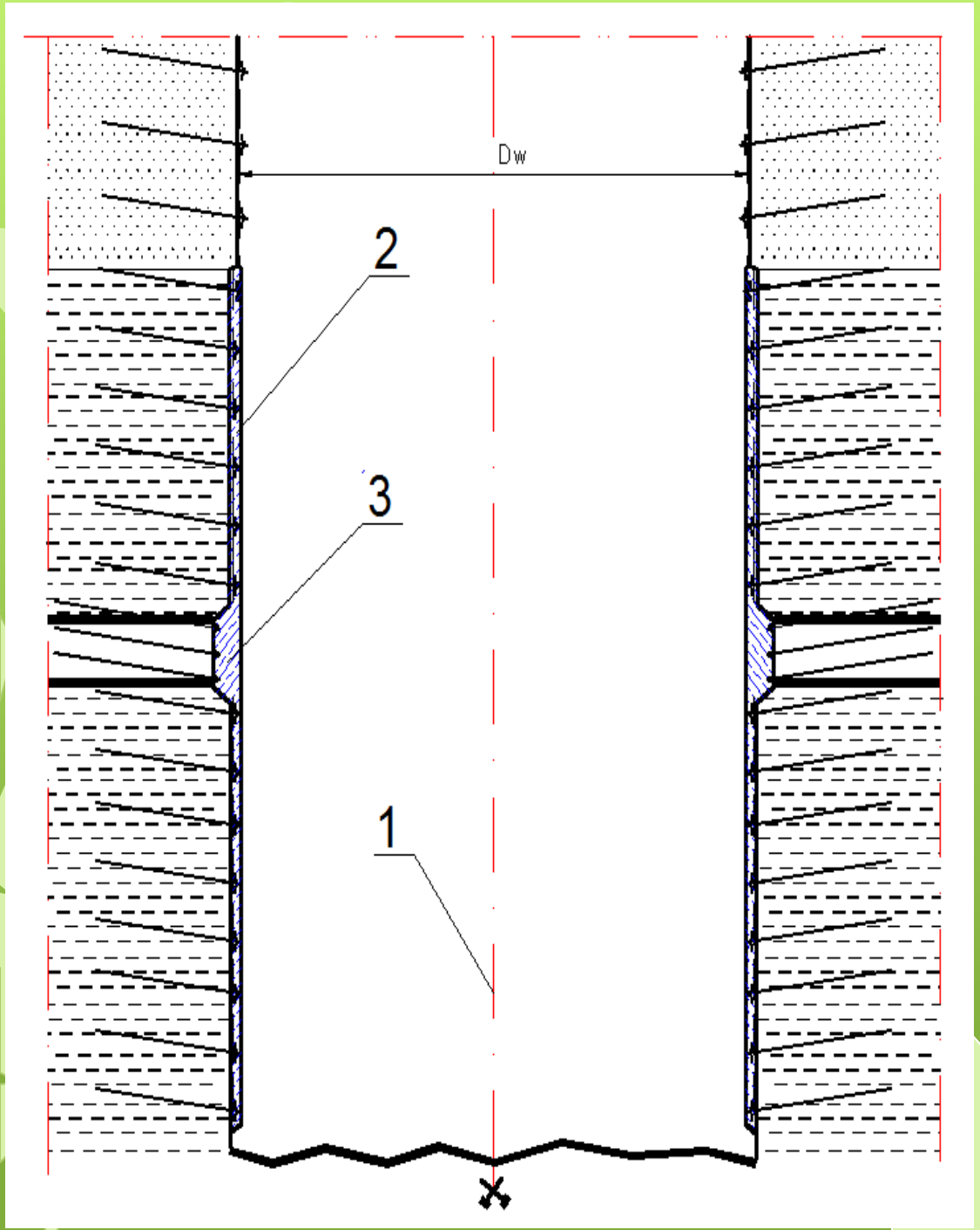
**Podstawową ideą rozwiązania obudowy zbiornika retencyjnego jest wytworzenie konstrukcji, gdzie istotną rolę ma obudowa wstępna i ostateczna, które są zespolone miedzy sobą poprzez pierścień betonowy, a za pomocą kotwi z górotworem. Rozwiązanie takie zapewni wysoką nośność i trwałość konstrukcji zbiornika.**



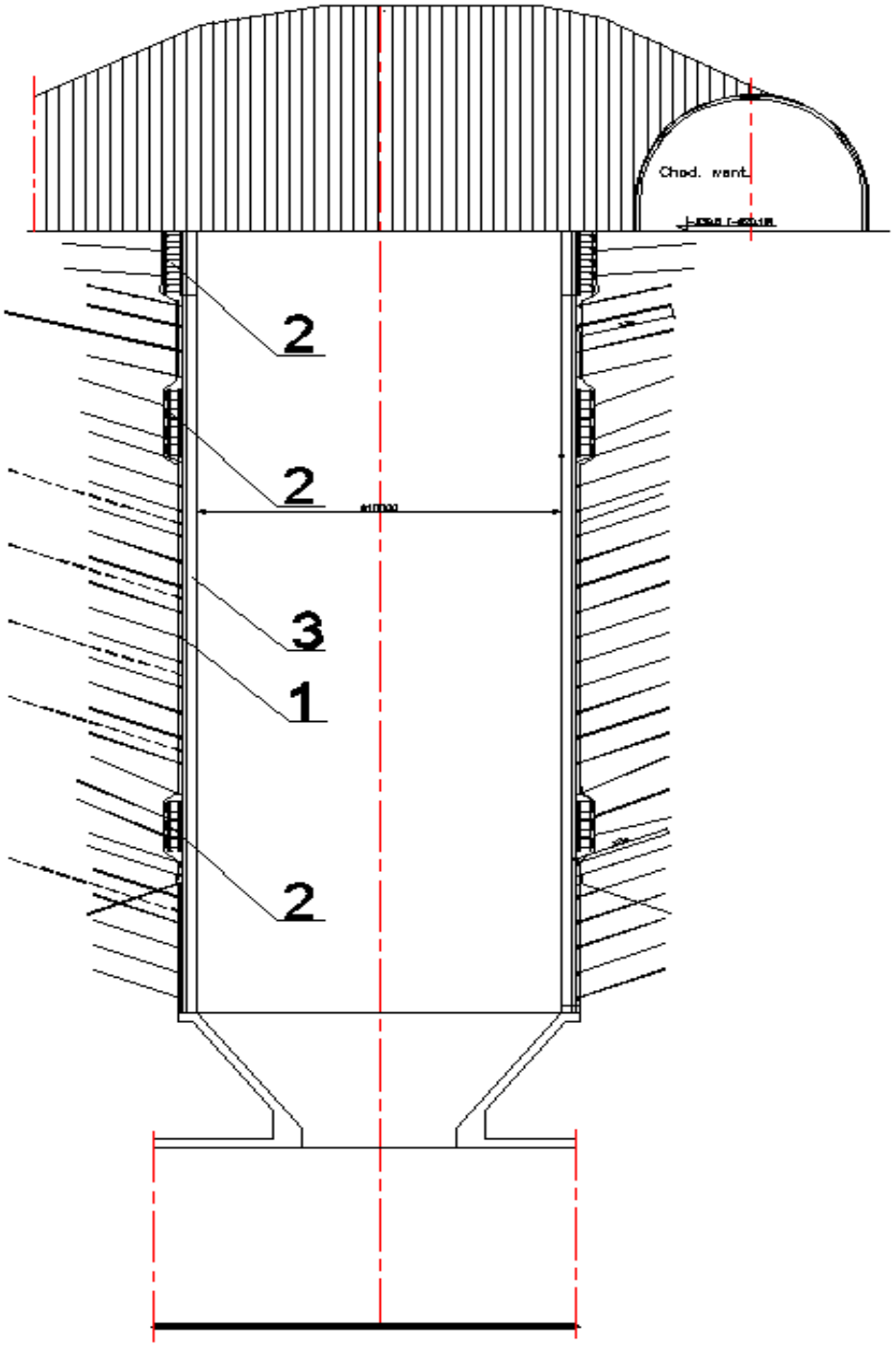

Pierścień z paneli (segmentów) żelbetowych sprężany na obwodzie i w pionie dla zbiornika retencyjnego o średnicy ø10m




**Przekrój pionowy połączenie segmentu żelbetowego z betonu klasy C40/50 dla zbiornika retencyjnego o średnicy ø10m betonem układanym za pierścień klasy C25/30**




**Idea obudowy wstępnej zbiornika retencyjnego wykonywana bezpośrednio w przodku**




**Przykład rozwiązania obudowy zespolonej w szybowym zbiorniku retencyjnym.**

**1. obudowa wstępna kotwiowo - betonowa,**

**2. pierścienie wzmacniające,**

**3. obudowa ostateczna.**







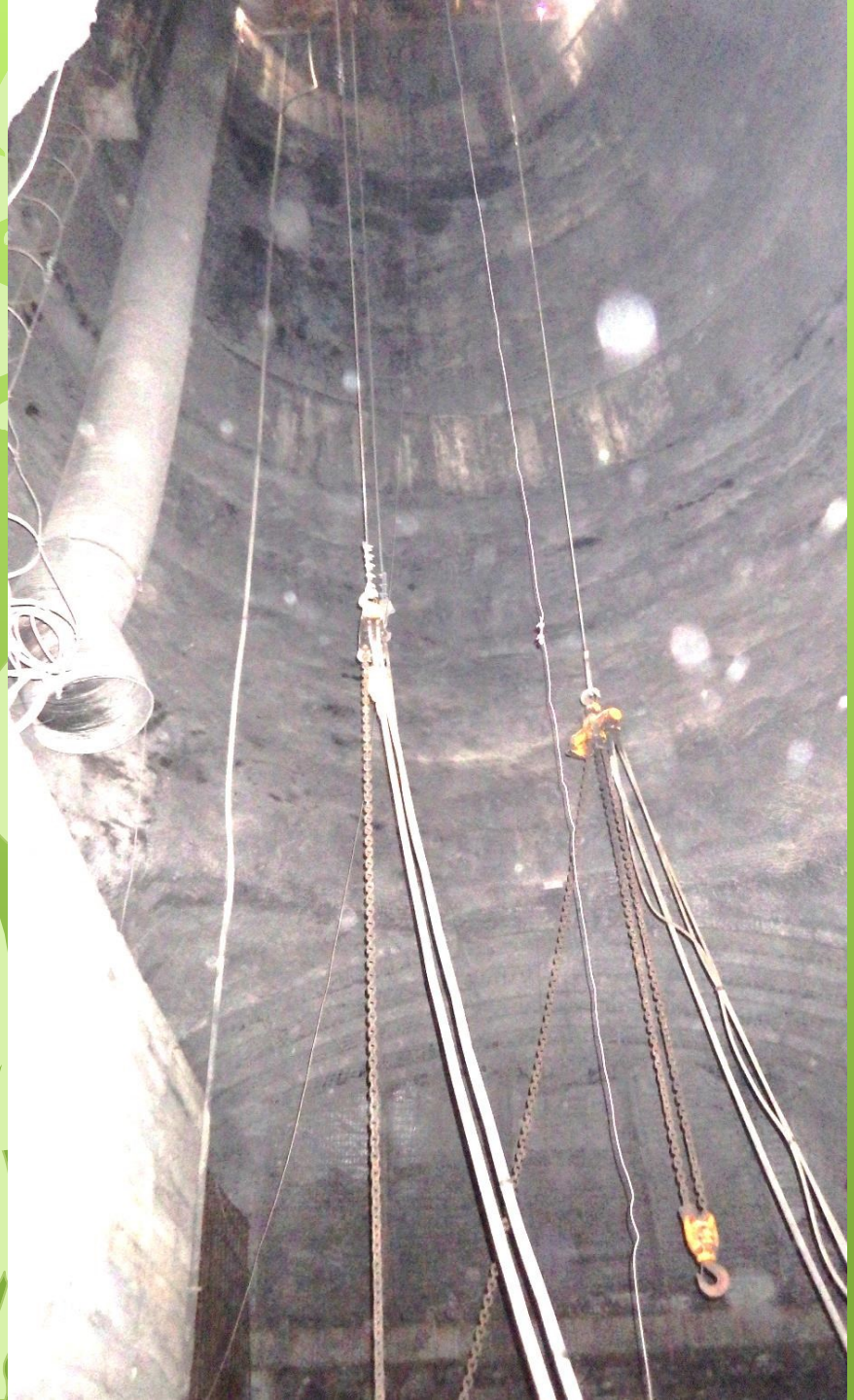


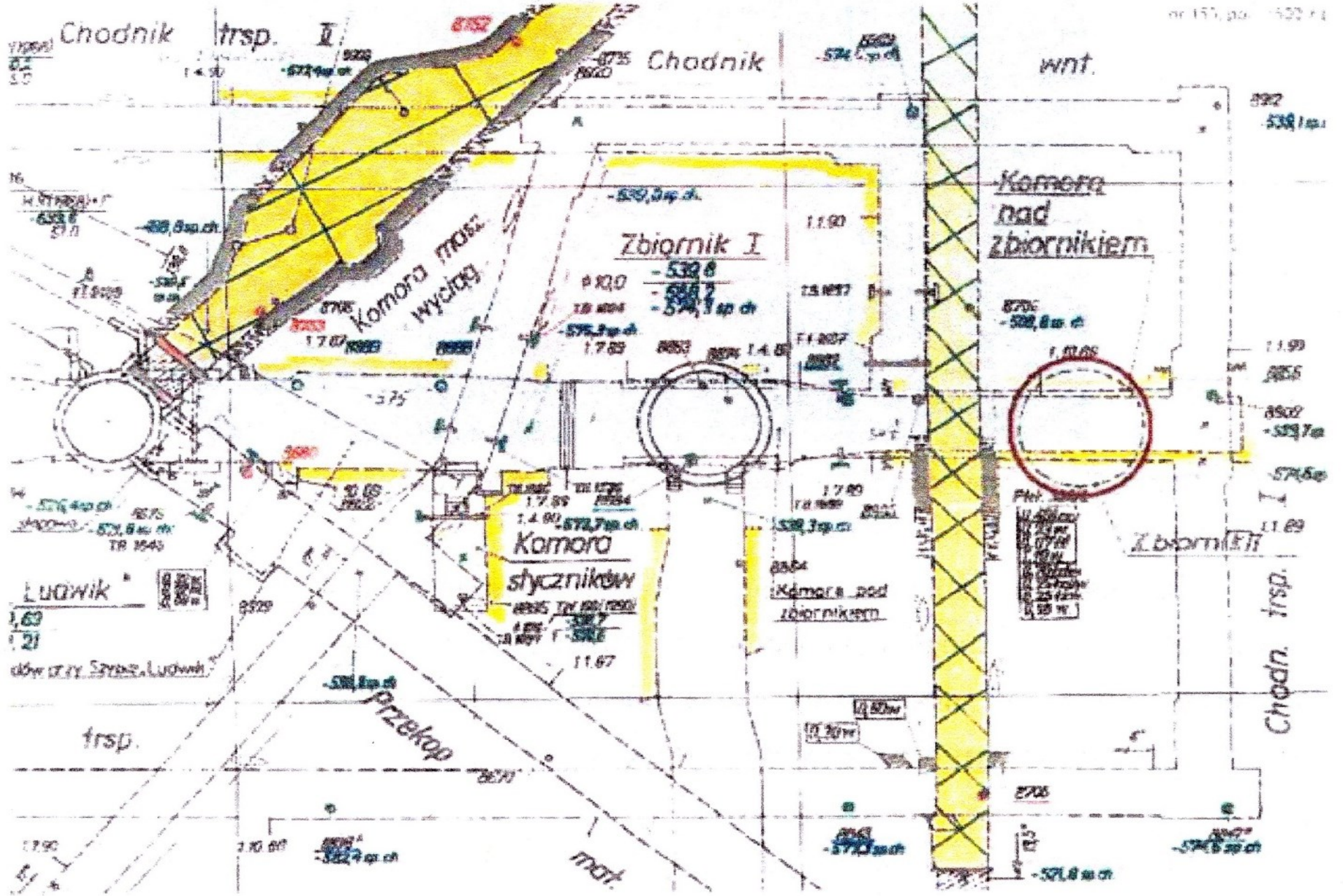











**Lokalizacja zbiornika retencyjnego nr II na poziomie 830m**

# Obliczenie obciążenia działającego na obudowę zbiornika

Obliczenia obciążenia działającego na obudowę projektowanego zbiornika retencyjnego nr II oparto na wzorach wg normy PN-G-05016:1997. Szyby górnicze. Obudowa. Obciążenia. Oznaczenia wielkości stosowane w wzorach do obliczania obciążenia i obudowy szybu podano w tablicy 5.2.

Uwzględniając, że głębokość krytyczna i głębokość graniczna dla warstw skalnych wokół zbiornika są mniejsze od ich głębokości zalegania (projekt koncepcyjny GIG) oraz brak występowania wody w górotworze, do obliczeń obciążenia na obudowę zbiornika retencyjnego wykorzystano wzór:

$$p_N = n \cdot 55 \cdot \gamma_{sr}^{(n)} \cdot tg\left(45^0 - \frac{\varphi'^{(r)}}{2}\right)$$

gdzie

$$n = n_1 \cdot n_2 \cdot n_3 \cdot n_4$$

$n_1$= 1,5,

$n_2$ = 1,0,

$$n_3 = \frac{\sqrt[3]{D_{wst} + 1}}{2} = \frac{\sqrt[3]{11+1}}{2} = 1{,}144$$

$D_{wst}$ – średnica obudowy wstępnej
$n_4$ = 1,1 przy $H \geq 800$m
$\varphi_r$ - pomniejszony efektywny kąt tarcia wewnętrznego
$\gamma_{śr}$ – średni ciężar objętościowy

# Wyniki obliczeń obciążenia górotworu na odcinku zbiornika retencyjnego nr II JSW S.A. KWK PNIÓWEK

| Nazwa warstw | Piaskowiec | Iłowiec | węgiel pokład 362/4 | łzlw łupek z laminami węgla | iłowiec | iłowiec plus mułowiec | węgiel pokład 401/1 | iłowiec | węgiel | iłowiec |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Nr kol. Warstwy | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 |
| $h_{i\ [m]}$ | 3 | 2 | 1,6 | 0,5 | 4,5 | 6,5 | 1,6 | 1,5 | 0,2 | 12 |
| $H_{st\ [m]}$ | 820,0 | 823,0 | 825,0 | 826,6 | 827,1 | 831,6 | 838,1 | 839,7 | 841,2 | 841,4 |
| $H_{sp\ [m]}$ | 823,0 | 825,0 | 826,6 | 827,1 | 831,6 | 838,1 | 839,7 | 841,2 | 841,4 | 853,4 |
| hw [m] | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| nachylenie /o | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 |
| $\gamma_{si}^{(n)}$ [kN/m$^3$] | 26 | 27 | 15 | 23 | 27 | 27 | 15 | 27 | 15 | 27 |
| $\gamma_{mi}^{(n)}$ [kN/m3] | 24 | 26 | 14 | 22 | 26 | 26 | 14 | 26 | 14 | 26 |
| $n_{si}$ w% | 0,32 | 0,3 | 0,06 | 0,3 | 0,3 | 0,8 | 0,06 | 0,32 | 0,06 | 0,32 |
| $R_{cs}$ [MPa] | 46,4 | 18,2 | 11,7 | 16 | 45,5 | 44,6 | 7,1 | 22,5 | 7,1 | 22,5 |
| $R_{rs}$ [MPa] | 3,3 | 1,5 | 0,9 | 1,1 | 3 | 3 | 0,5 | 1,7 | 0,5 | 1,7 |
| f [zwięzłość] | 4,5 | 1,8 | 1,1 | 1,6 | 4,5 | 4,5 | 0,7 | 2,2 | 0,7 | 2,2 |
| $\phi$ [efekt-kąt tarcia wewn] | 44,8 | 30 | 25 | 26 | 44,8 | 44,8 | 22 | 37,4 | 22 | 37,4 |
| c [MPa] | 9,2 | 5,6 | 4 | 3,5 | 9,2 | 9,2 | 3 | 3,8 | 3 | 3,8 |
| E [GPa] | 10,5 | 4,8 | 3 | 3,5 | 10,5 | 10,5 | 2 | 5,5 | 2 | 5,5 |
| $\nu$ | 0,280 | 0,290 | 0,250 | 0,250 | 0,390 | 0,390 | 0,250 | 0,270 | 0,330 | 0,270 |
| r | 1 | 0,8 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 |
| $n_1$ | 1,5 | 1,5 | 1,5 | 1,5 | 1,25 | 1,25 | 1,25 | 1,25 | 1,25 | 1,5 |
| $n_2$ | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 |
| $n_3$ | 1,144 | 1,144 | 1,144 | 1,144 | 1,144 | 1,144 | 1,144 | 1,144 | 1,144 | 1,144 |
| $n_4$ H>800m | 1,1 | 1,1 | 1,1 | 1,1 | 1,1 | 1,1 | 1,1 | 1,1 | 1,1 | 1,1 |
| n | 1,8876 | 1,8876 | 1,8876 | 1,8876 | 1,573 | 1,573 | 1,573 | 1,573 | 1,573 | 1,8876 |
| $\gamma_m$ | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,8 |
| $\phi_r$ | 35,84 | 24 | 20 | 20,8 | 35,84 | 35,84 | 17,6 | 29,92 | 17,6 | 29,92 |
| $p_{Nst}$ [kN/m$^2$] | 230,6 | 548,9 | 666,8 | 642,7 | 230,6 | 230,6 | 741,2 | 385,3 | 741,2 | 385,3 |
| $p_{Nsp}$ [kN/m$^2$] | 230,6 | 548,9 | 666,8 | 642,7 | 230,6 | 230,6 | 741,2 | 385,3 | 741,2 | 385,3 |
| $p_{strop}$ [kN/m$^2$] | 435,3 | 1036,2 | 1258,7 | 1213,1 | 362,7 | 362,7 | 1166,0 | 606,1 | 1166,0 | 727,3 |
| $p_{spąg}$ [kN/m$^2$] | 435,3 | 1036,2 | 1258,7 | 1213,1 | 362,7 | 362,7 | 1166,0 | 606,1 | 1166,0 | 727,3 |
| pobl [kN/m$^2$] | 450,0 | 1050,0 | 1260,0 | 1220,0 | 370,0 | 370,0 | 1200,0 | 610,0 | 1200,0 | 750,0 |

Po przekształceniu i uwzględnieniu, że $p_z = \gamma \cdot H$
Można obliczyć wzór na zasięg strefy spękań

$$r_{spęp} = a \cdot \sqrt{\frac{3\gamma H}{(m-1)R_c}}$$

Uwzględniając, że w masywie skalnym wytrzymałość skały jest obniżona, wprowadza się współczynnik osłabienia górotworu $k_o$ <=1. Stan naprężenia wokół wyrobiska może zostać poddany dodatkowej koncentracji stąd uwzględnia się współczynnik koncentracji równy $k_k$, co w efekcie pozwala uzyskać wzór zmodyfikowany o postaci:

$$r_{spęp} = a \cdot \sqrt{\frac{3 \cdot k_k \gamma H}{(m-1) \cdot k_o R_c}}$$

Obok parametrów takich jak:

- wielkość wyrobiska (*a*- promień w wyłomie w m),
- naprężenia wokół wyrobiska z koncentracją naprężeń 3 $k_k \gamma H$,
- wytrzymałość skał w masywie $k_o R_c$

Istotną rolę odgrywa współczynnik Poissona (we wzorze jej odwrotność *m*), mały współczynnik Poissona $\nu$ ( duże *m*), który powoduje, że strefa odprężona maleje. Stosowanie kotwienia w krótkim czasie po odsłonięciu przodku powoduje, że współczynnik Poissona przyjmuje małą wartość, co równocześnie oznacza zmniejszenie strefy odprężonej.
Szerokość strefy spękań wokół wyrobiska wyznacza wzór:

$$t_{spęp} = r_{spęp} - a$$

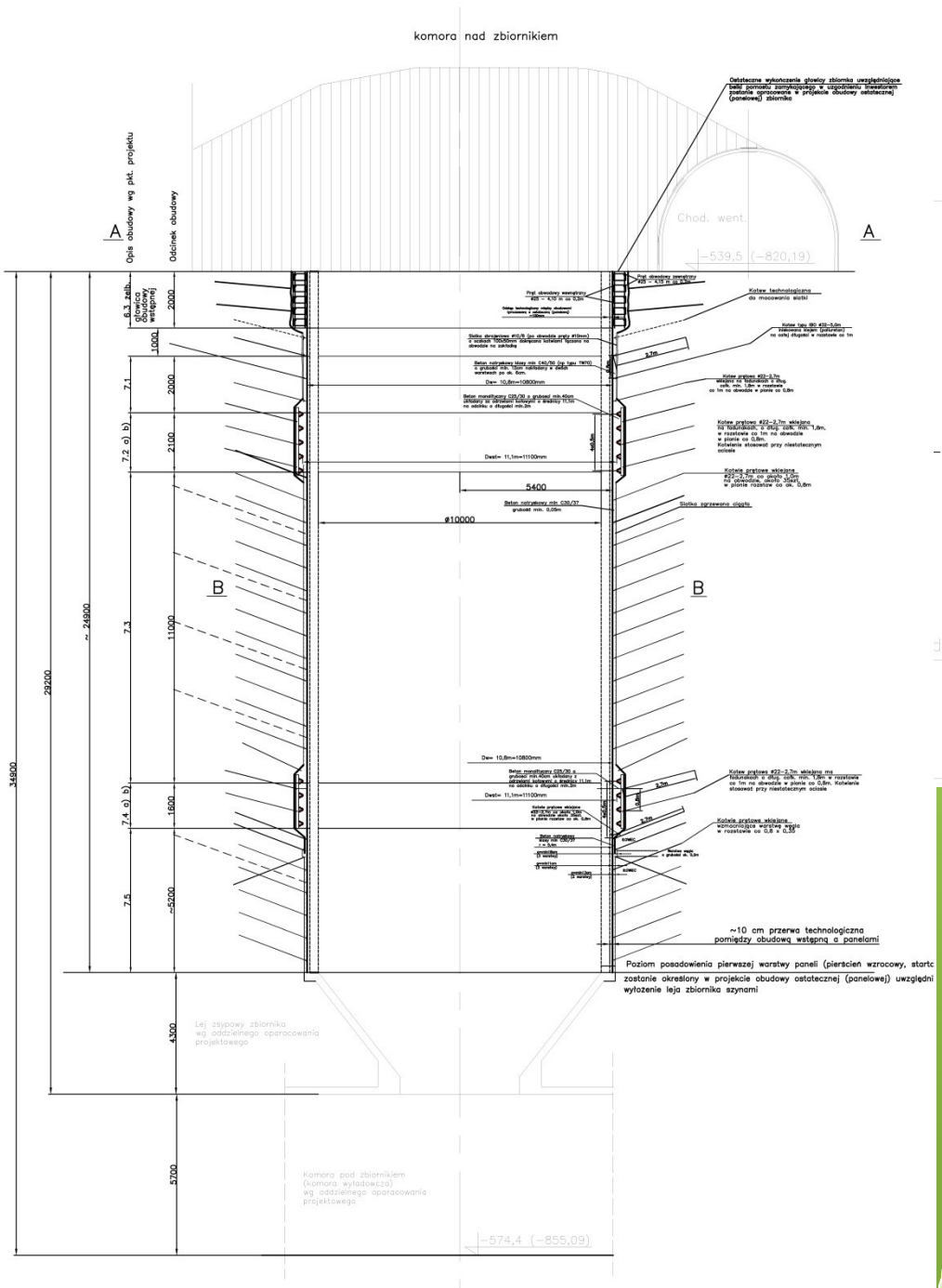
Minimalna długość kotwi wychodząca za strefę spękań wynosi:

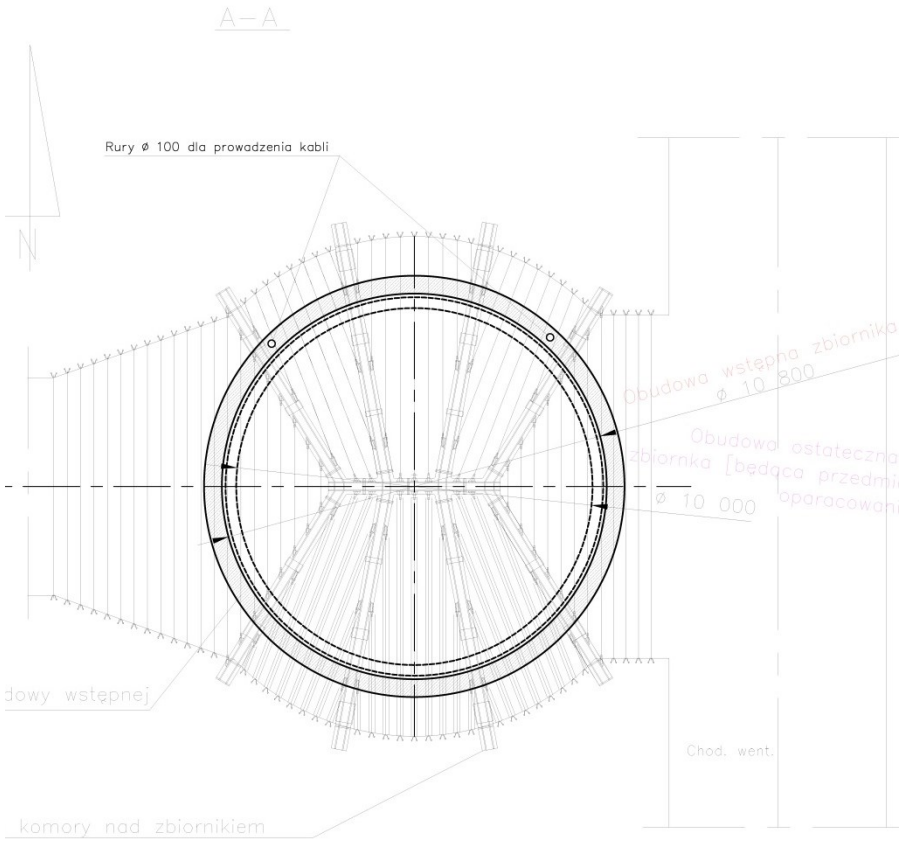
$$L_{kmin} = 0{,}2m + t_{spek} + (0{,}5 \text{ do } 1{,}0)m$$

Obliczenia wielkość strefy odprężonej oraz minimalnej długości kotwi oraz doboru rodzaju obudowy przedstawiono w tablicy 5.4.
W warunkach, gdzie strefa skał odprężonych ma znaczny zakres (powyżej 4m) lub na obudowę działają dodatkowe naprężenia o wysokim współczynniku koncentracji naprężeń odcinek górotworu w zbiorniku retencyjnym wymaga zastosowania obudowy KBS (kotwiowo – betonowo – stalowej). W przypadku niewielkich stref odprężonych projektuje się stosowanie obudowy kotwiowej z warstwą betonu natryskowego (lub spoiwo cementowo mineralne).

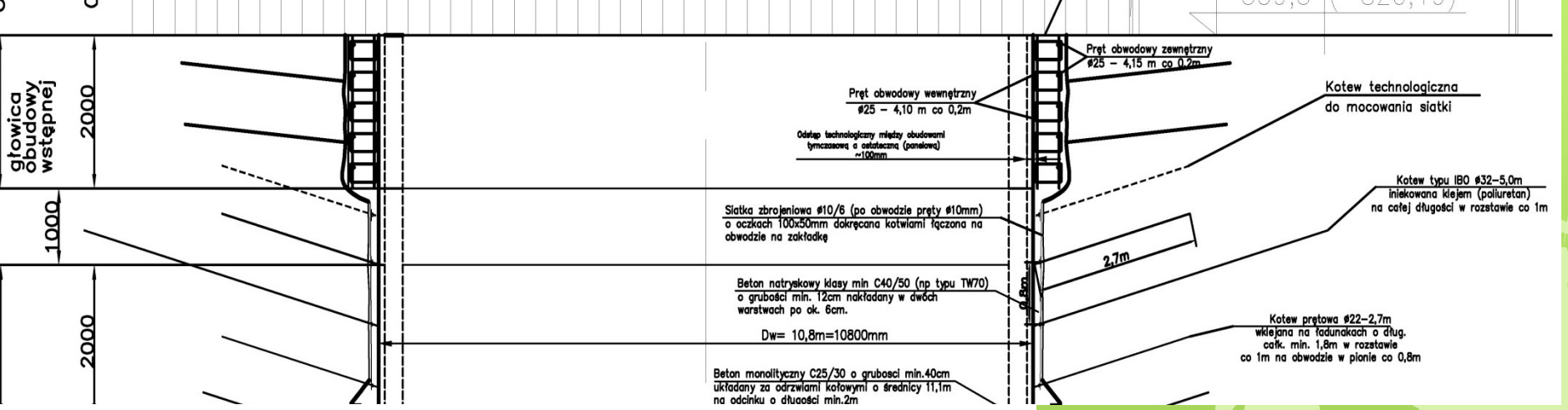
# Obliczona wielkość strefy odprężonej, minimalnej długości kotwi oraz doboru rodzaju obudowy

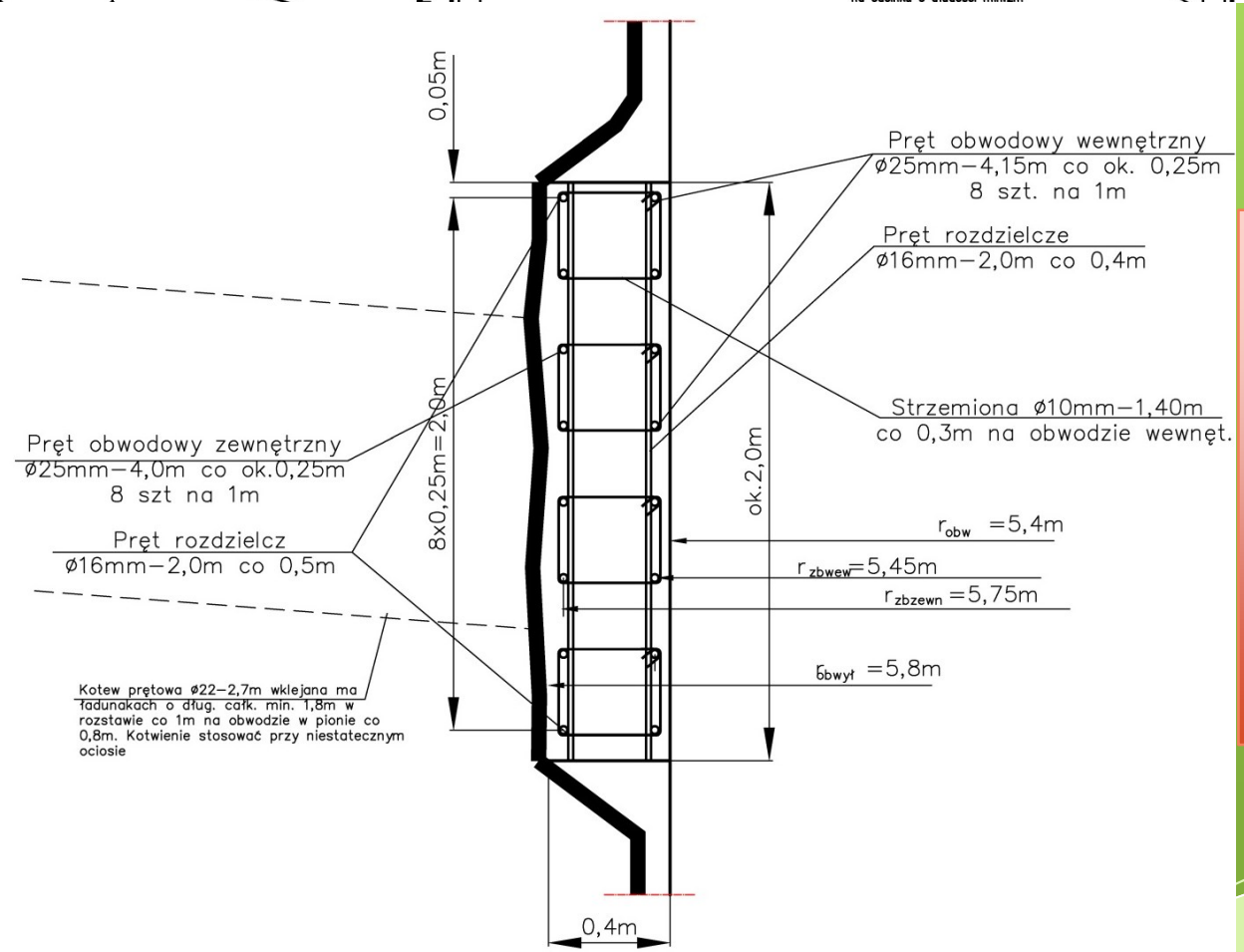
| Nazwa warstw | Piaskowiec | Iłowiec | węgiel pokład 362/4 | łzlw łupek z laminami węgla | iłowiec | iłowiec plus mułowiec | węgiel pokład 401/1 | iłowiec | węgiel | iłowiec |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Nr kol. Warstwy | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 |
| $h_i$ [m] | 3 | 3 | 1,6 | 0,5 | 4,5 | 6,5 | 1,6 | 1,5 | 0,2 | 12 |
| $H_{st}$ [m] | 820,0 | 823,0 | 825,0 | 826,6 | 827,1 | 831,6 | 838,1 | 839,7 | 841,2 | 841,4 |
| $H_{sp} = H$ [m] | 823,0 | 825,0 | 826,6 | 827,1 | 831,6 | 838,1 | 839,7 | 841,2 | 841,4 | 853,4 |
| $\gamma_{srwd}$ [MN/m$^3$] | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 |
| k | 2,000 | 2,000 | 1,500 | 1,250 | 1,250 | 1,250 | 1,250 | 1,250 | 1,250 | 1,250 |
| $\nu$ | 0,280 | 0,290 | 0,250 | 0,250 | 0,390 | 0,390 | 0,250 | 0,270 | 0,330 | 0,270 |
| m | 3,57 | 3,45 | 4,00 | 4,00 | 2,56 | 2,56 | 4,00 | 3,70 | 3,03 | 3,70 |
| a | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 |
| Rcs [MPa] | 46,4 | 18,2 | 11,7 | 16,0 | 45,5 | 44,6 | 7,1 | 22,5 | 7,1 | 22,5 |
| ko | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 |
| rsp [m] | 6,6 | 10,7 | 10,5 | 8,2 | 6,8 | 6,8 | 12,4 | 7,3 | 15,1 | 7,4 |
| tspękań | 0,6 | 4,7 | 4,5 | 2,2 | 0,8 | 0,8 | 6,4 | 1,3 | 9,1 | 1,4 |
| Lk w projekcie | 2,7 | 2,7/6,0 | 2,7/6,0 | 2,7/6,0 | 2,7 | 2,7 | 2,7/6,0 | 2,7 | 2,7/6,0 | 2,7 |
| rodzaj obudowy-wstępnej | KBS | KBS | KBS (SB) | KBS (SB) | KB | KB | KBS (SB) | KB | KB | KB |



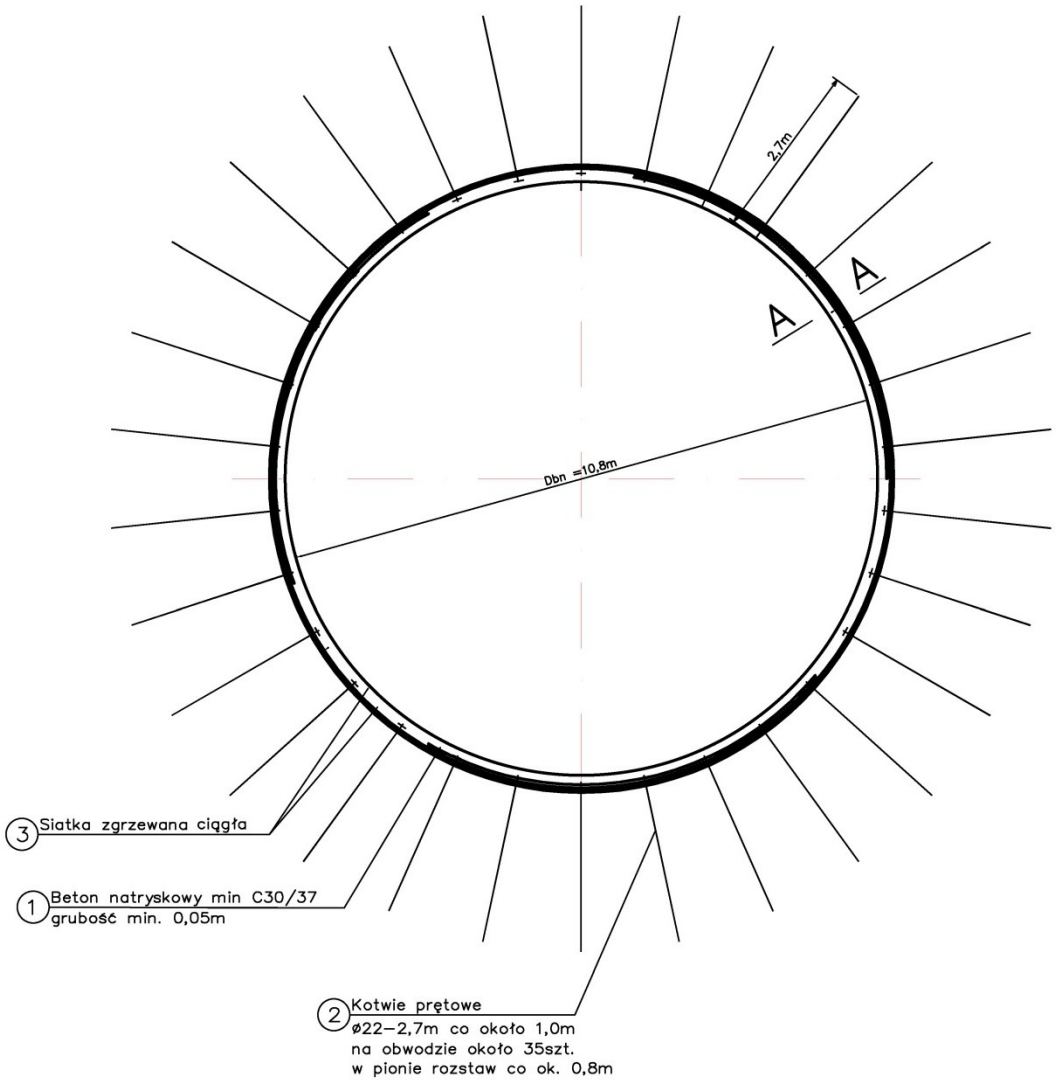



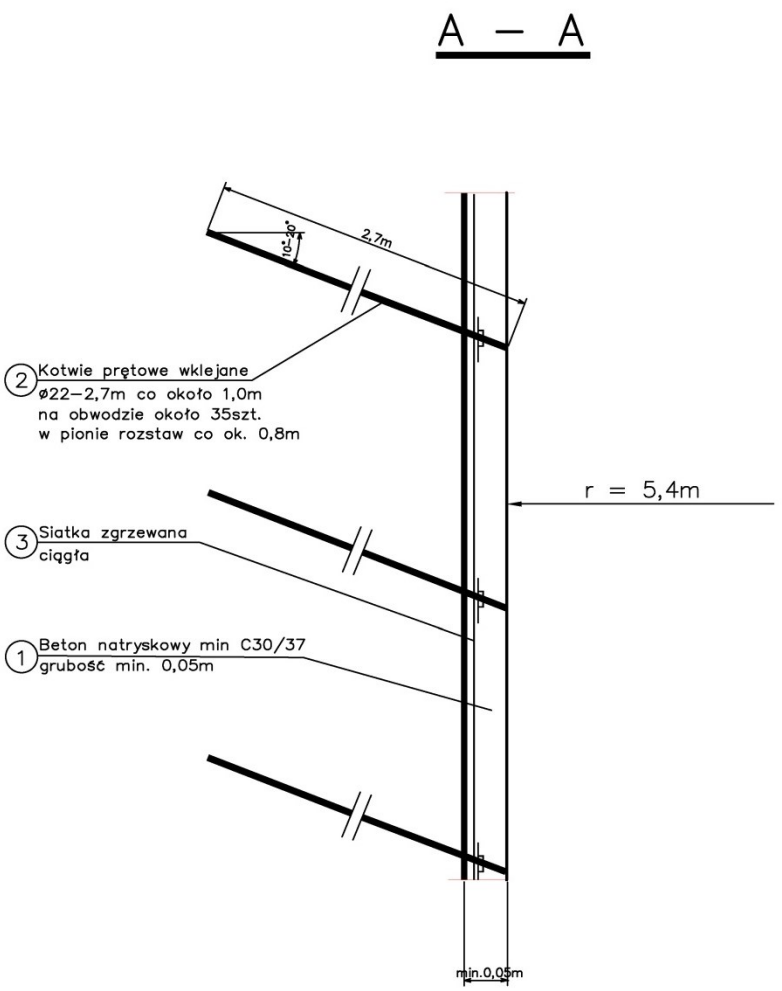

Obudowa wstępna z betonu natryskowego i kotwi z pierścieniami żelbetowymi wzmacniającymi na wysokości głowicy oraz na odcinkach pokładów węgla o wytrzymałości od 7 do 11 MPa.




# Rozwiązanie obudowy głowicy z pierścienia żelbetowego




Część cylindryczna zbiornika na odcinkach skał zwięzłych
(iłowiec i iłowiec plus mułowiec ok.11m)
OBUDOWA KOTWIOWO–BETONOWA (KB)

| | |
|---|---|
| RYS. 7.5 | Przekrój przez obudowę wstępną kotwiowo–betonową w warstwie iłowca i iłowca plus mułowiec ( 5 i 6 ) o grubości ok.11m beton natryskowy min. 5cm klasy C30/37 (B37) |
| P.P.–W "PRO–KOM" GŁUCH PIOTR | |



## Obliczenie parametrów obudowy wstępnej

Elementami obudowy wstępnej są:

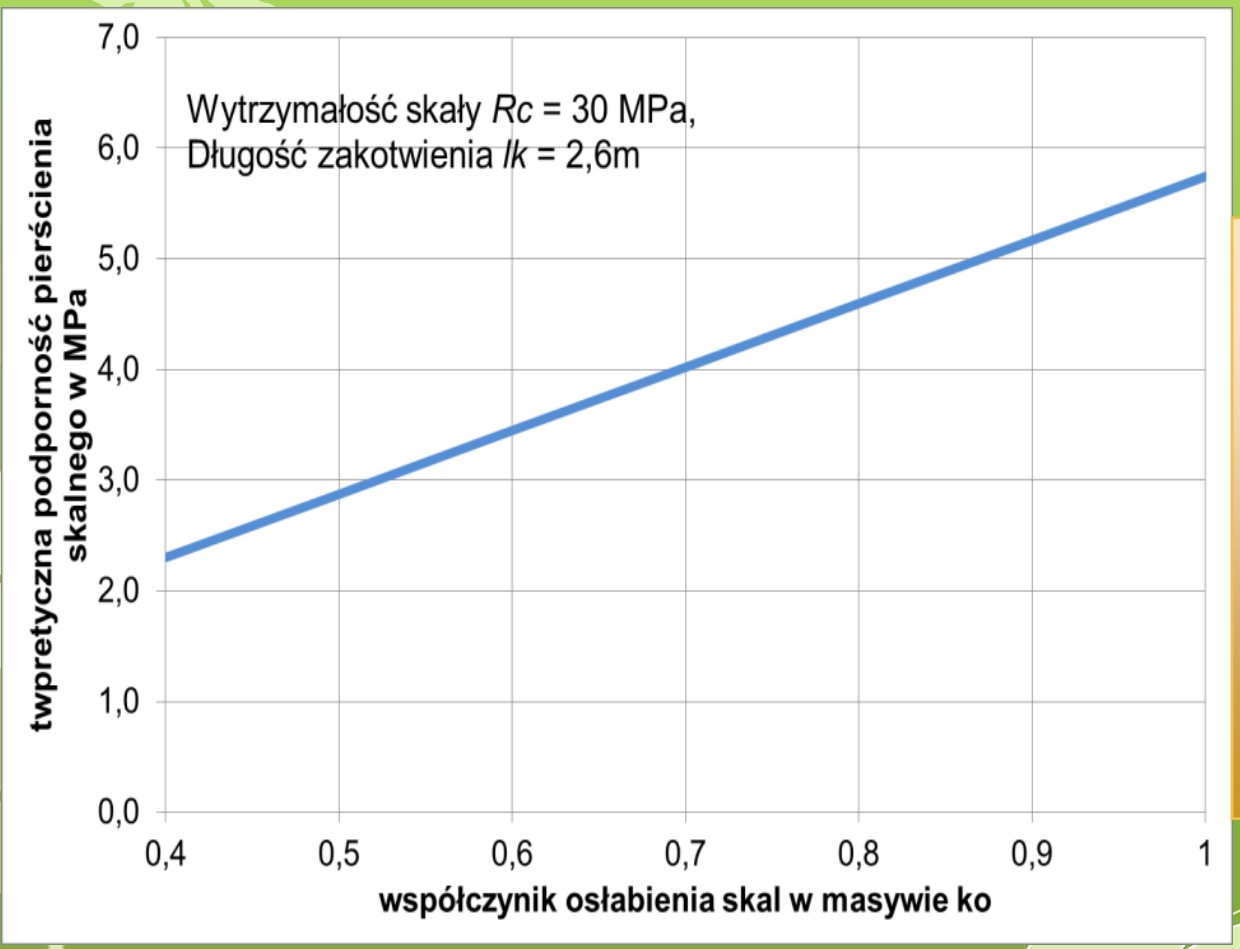
- kotwie wklejane prętowe ϕ22x2,7m (z pręta żebrowanego o nośności minimum 190kN; wklejane na długości 1,80m, na ładunkach klejowych np. Lokset, w siatce kotwienia 1,0 x 1,6m.
- kotwie wklejane iniekcyjna o długości 5,0m, zabudowane pomiędzy dwoma rzędami kotwi prętowych jak wyżej tj. w rozstawie pionowym 0,80m między nimi,
- siatka zgrzewana z prętów ϕ10/6mm, o oczkach 100 x 50 stanowiąca element zbrojenia. Siatki zakładać z zachowaniem zakładki min. jednego oczka,
- torkret (beton natryskowy) o wytrzymałości klasy min. C40/50 wykonany na bazie betonu natryskowego TW70

Minimalną grubość powłoki z betonu natryskowego, obudowy kotwiowej z siatką określa się z ogólnej zależności:

$$p_{obl} \leq p_k + p_{bN} + p_{zbr} \quad (6)$$

W obliczeniach nie uwzględnia się wytworzonego przez kotwie pierścienia skalnego ograniczonego warstwą betonu natryskowego oraz siatką wzmacniającą. Przy właściwie wykonanym kotwieniu z siatką zbrojeniową i betonem natryskowym teoretyczną nośność (podporność) pierścienia skalnego można określić przybliżonym wzorem:

$$p_{sk} = 0{,}5 l_k \cdot R_{cmin} / (r_o + l_k/2) \qquad (7)$$




Teoretyczne kształtowanie się podporności pierścienia skalnego skotwionego kotwiami o długości zakotwienia 2,6m w skale o $R_c$ = 30 MPa przy średnicy wyrobiska 11,4m przy zmiennym współczynniku osłabienia skał w masywie.

Powłokę kotwiowo - betonową sprawdza się dodatkowo na ścinanie wyrażeniem:

$$T_{Nk} + T_c + T_{bnat} + T_{zb} > p_{obl} \cdot r \cdot b \qquad (8)$$

gdzie

$T_{Nk} = \frac{N_{ks} \cdot l_1}{\sqrt{a^2 + l_1^2}} tg(\phi)$ - siła ścinająca skotwiony górotwór,

$T_c = 0{,}03 \cdot f \cdot b \cdot \sqrt{a^2 + l_1^2}$ - siła oporu kohezji pierścienia skalnego,

$T_{bnat} = 4 \cdot g \cdot b \cdot f_{ctd}$ - siła ścinająca beton natryskowy o grubości $g$

$T_{zb} = 0{,}6 \cdot f_{yd} \cdot F_{zbr} \cdot 0{,}8$ - siła przenoszona przez zbrojenie stalowe,

$N_{kr} = p_{obl}( r + 0.5\, l_1) \cdot b$ – siła osiowa w skotwionym sklepieniu,

$p_{obl}$ – obciążenie obliczeniowe.

Sprawdzenie warunku nieprzekroczenia przez odkształcenia górotworu nadmiernych wydłużeń prętów kotwiowych przeprowadzono według wzoru :

$$\frac{1-\nu_g}{E_g} \cdot (p_z - p_g) \cdot \frac{r_L^2}{r_L \cdot (r_w + l_c)} \leq 0{,}02$$

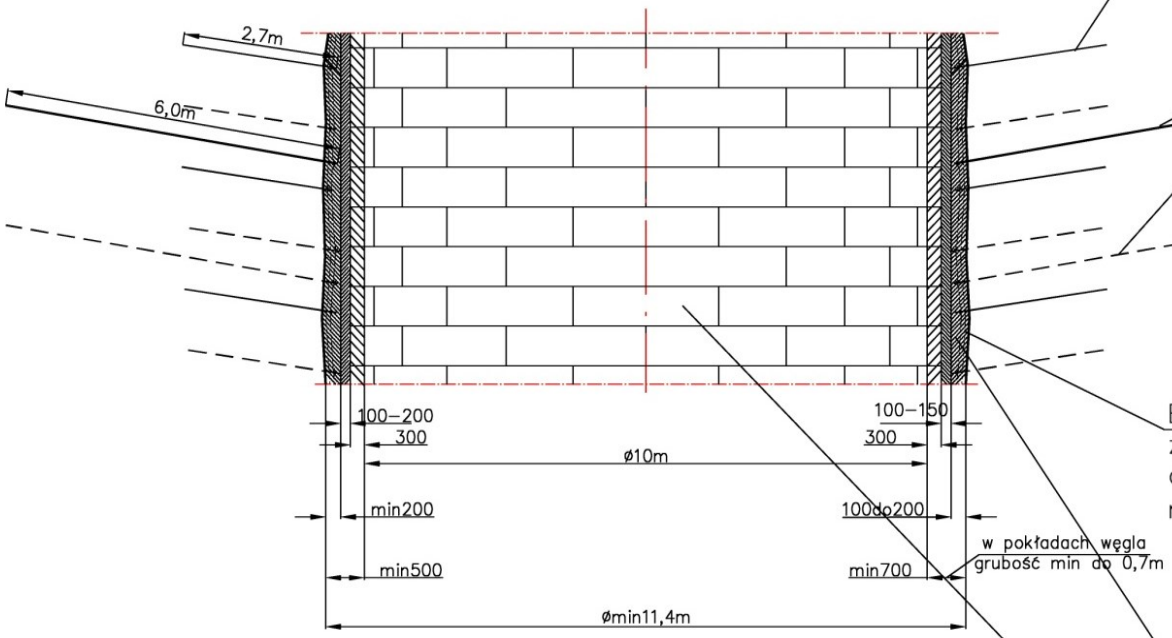
PN-G-05600

Podziemne wyrobiska korytarzowe i komorowe

**Obudowa powłokowa**

Zasady projektowania i obliczeń statycznych

# OBUDOWA OSTATECZNA




Kotwy prętowe ø22mm–2,7m
wklejane w siatce max 1x0,8m

Kotwy samowiertne lub strunowe iniekcyjne ø32mm –6,0m w siatce min 1,5x1,5m do 2x2m w pokładach węgla 1,5x1,5m z zabudową zbrojenia z prętów stalowych ø 25mm. Iniekcja POLIURETAN Marithan przy ciśnieniu min 60MPa.

Beton natryskowy wykonywany technologią na mokro zbrojony siatkami stalowymi ciągłymi z drutu o średnicy min. ø4mm i oczkach max 50x50. Beton natryskowy o wytrzymałości końcowej klasy C30/37.

Pierścień z betonu klasy C20/25 układany za panele wiążący je z górotworem i między sobą w poziomie i pionie.

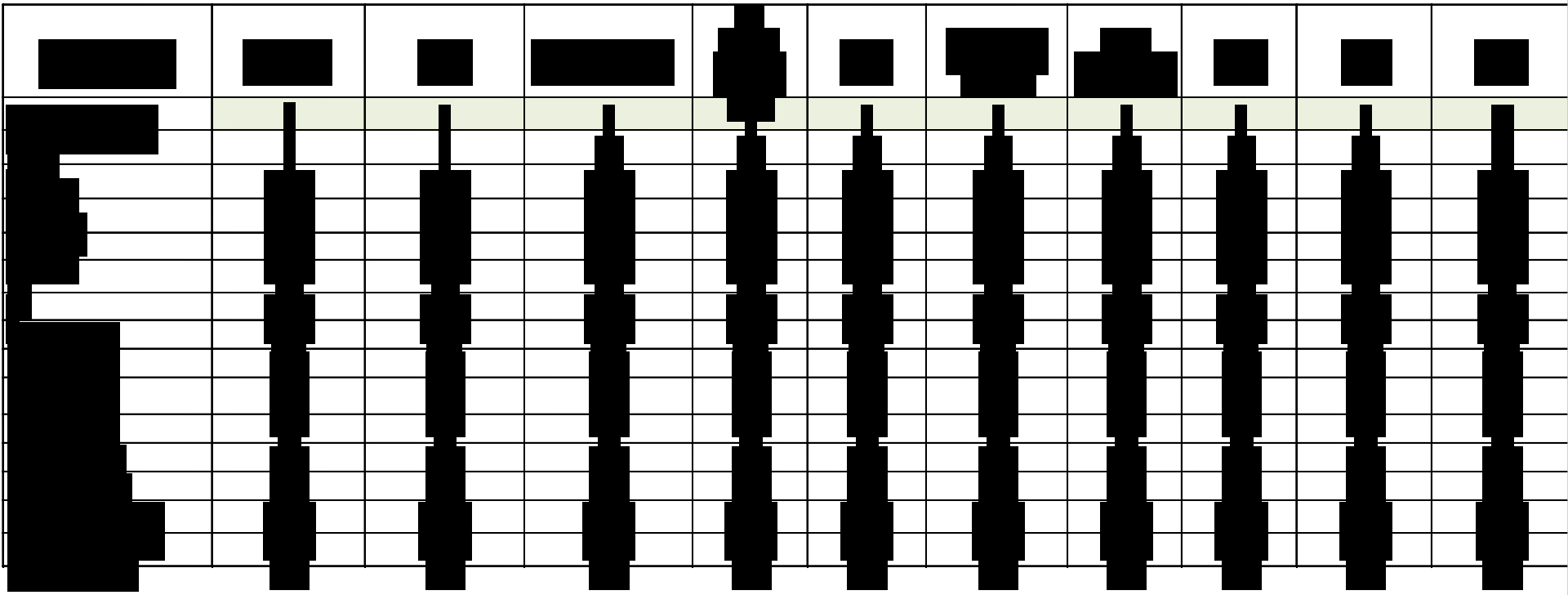
Panele żelbetowe w liczbie 14 sztuk w pierścieniu łączone na styk lub cinką spoinę. Beton klasy C40/50 MPa.

**Połączenie pierścieni z segmentów żelbetowych z betonu C40/50 z obudową wstępną pierścieniem z betonu klasy C20/25**

| | |
|---|---|
| RYS. 5.8 | Połączenie pierścieni z segmentów żelbetowych z betonu C40/50 z obudową wstępną pierścieniem z betonu klasy C20/25 |
| P.P.–W "PRO–KOM" GŁUCH PIOTR | |

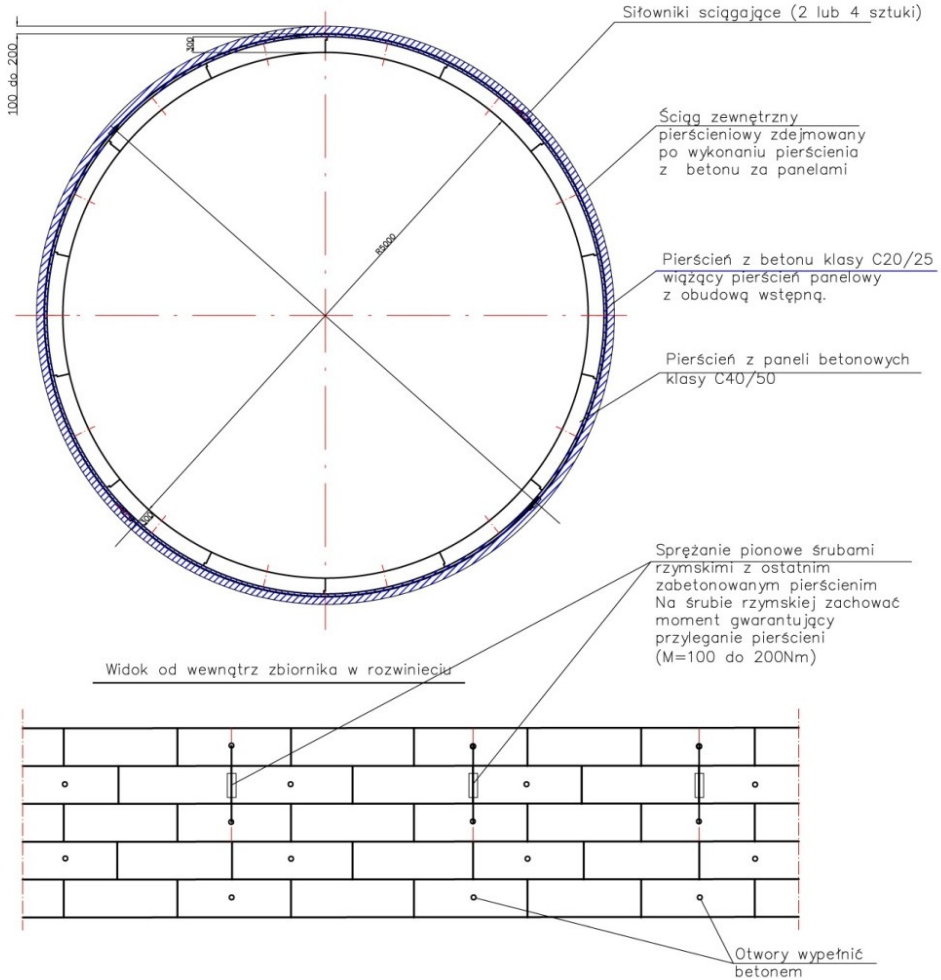
Obliczenia grubości muru obudowy z paneli $d_p$ dla klas betonu: - C30/37 - C35/45, - C40/50, - C45/55

Tablica 5.5.



Uwzględniając nośność obudowy wstępnej (w pokładach węgla i łupku z laminami węgla) wykonana jest obudowa wstępna o zwiększonej grubości ( min. 0,5m) ostateczną grubość obudowy panelowej zaprojektowano na wielkość **30cm z betonu klasy C40/50**

## 14 segmentów w pierścieniu




Technologia sprężania obudowy panelowej (segmentów):

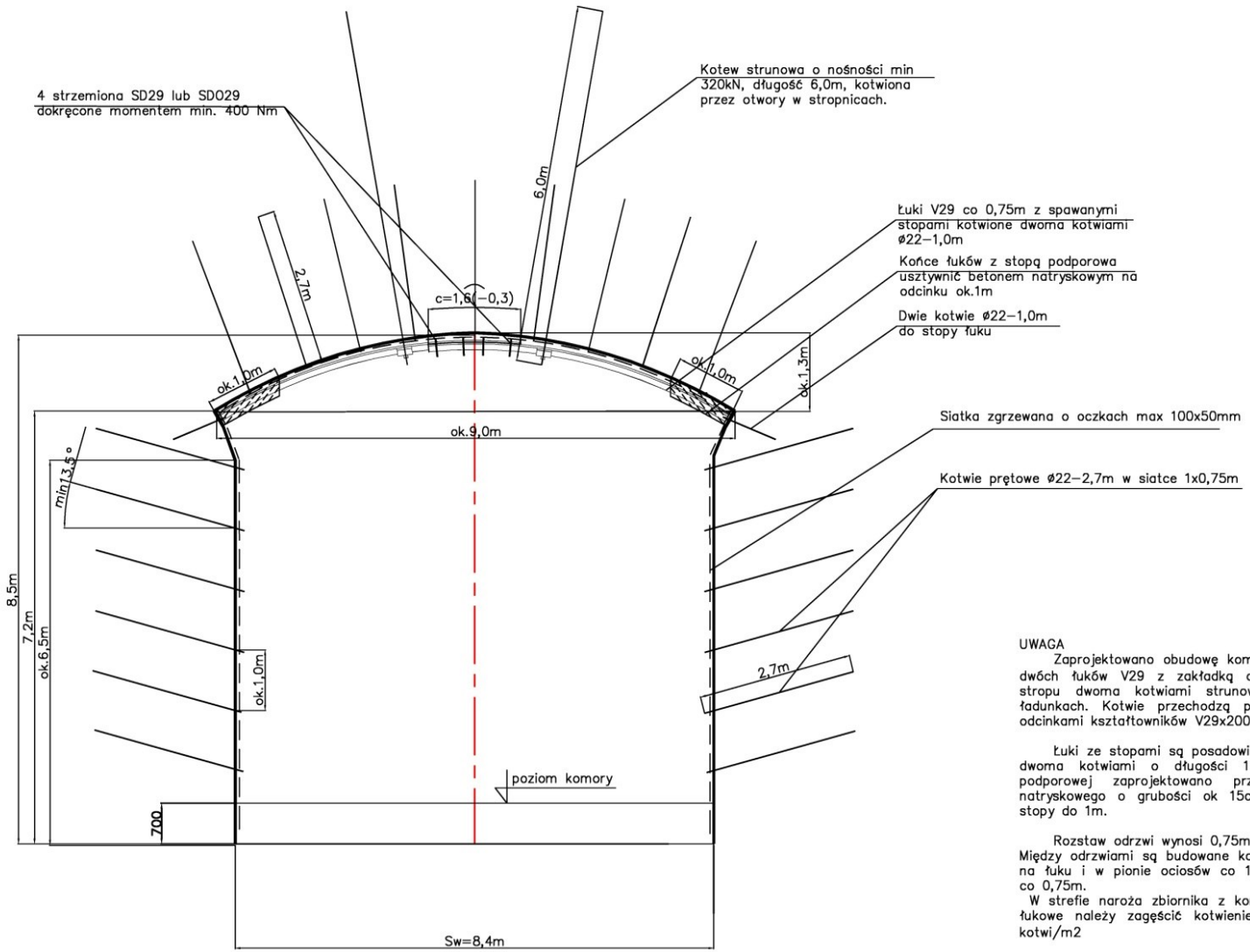
1. Sprężanie w poziomie uzyskuje się ściągiem zewnętrznym obwodowym za pomocą dwóch lub czterech siłowników ściągających siłą minimum 50 kN na obwodzie.
2. Sprężenie w pionie zapewnia ciężar segmentów, alernatywnie śruby rzymskie
3. Sprężone segmenty w poziomie pierścienia są betonowane do wysokości ściągu obwodowego obudowa zachowuje sprężenie poprzez beton klasy C20/25 podawany między panele, a obudowę wstępną zbiornika.

**UWAGA!!**
**W rozwiązaniu zastosowano sprężanie konstrukcji obudowy panalowej przez jej betonowanie zewnetrzne po wykonaniu naciągu obwodowego i pionowego gwarantujące uzyskanie najkorzystniejszej współpracy z górotworem poprzez obudowę wstępną.**

| | |
|---|---|
| RYS. 6.1 | Pierścień z paneli (segmentów) żelbetowych sprężany na obwodzie i w pionie dla zbiornika retencyjnego o średnicy ø10m |
| P.P.–W "PRO–KOM" GŁUCH PIOTR | |







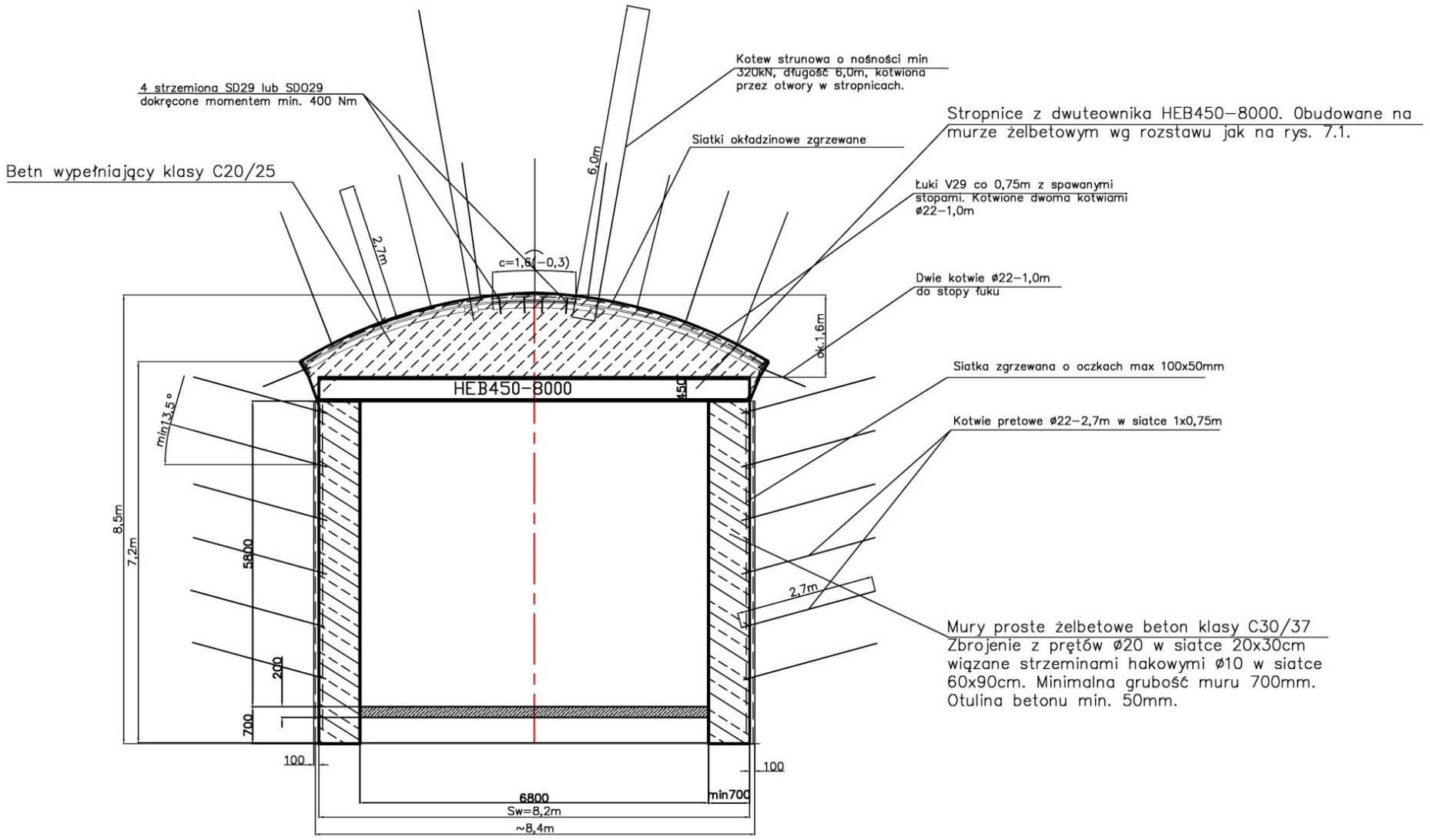

UWAGA

Zaprojektowano obudowę komory w części stropowej złożonej z dwóch łuków V29 z zakładką cst=1,6 (–0,3m) przykotwionej do stropu dwoma kotwiami strunowymi wklejanymi na minimum 3 ładunkach. Kotwie przechodzą przez otwory wzmocnione krótkimi odcinkami kształtowników V29x200.

Łuki ze stopami są posadowione na piaskowcu z przykotwionymi dwoma kotwiami o długości 1m. Dodatkowa stabilizację stopy podporowej zaprojektowano przez wykonanie warstwy betonu natryskowego o grubości ok 15cm na odcinku łuku liczonego od stopy do 1m.

Rozstaw odrzwi wynosi 0,75m.
Między odrzwiami są budowane kotwie z siatkami w siatce kotwienia na łuku i w pionie ociosów co 1,0m, w rzędach między odrzwiami, co 0,75m.
W strefie naroża zbiornika z komorą, gdzie występują cztery kliny łukowe należy zagęścić kotwienie stropu do uzyskania 2 do 2,5 kotwi/m2

| | |
|---|---|
| RYS. 9.1 | Rozwiązanie obudowy wstępnej komory pod zbiornikiem retencyjnym |
| P.P.–W "PRO–KOM" GŁUCH PIOTR | |




| RYS. 9.2 | Przekrój przez obudowę ostateczn pod komorą zbiornika |
|---|---|
| P.P.–W "PRO–KOM" GŁUCH PIOTR | |


PPG

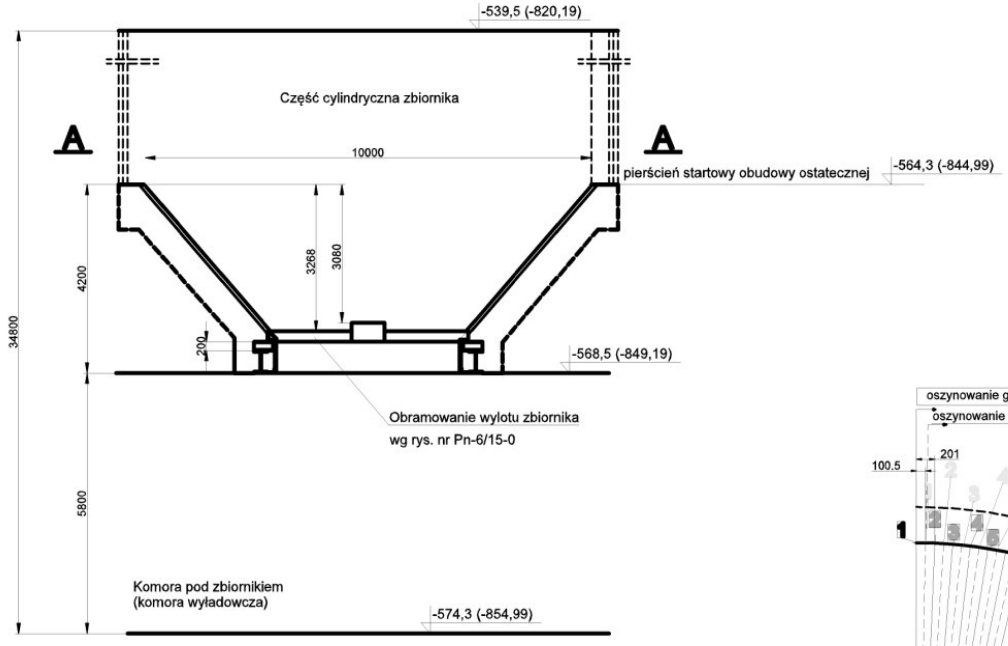


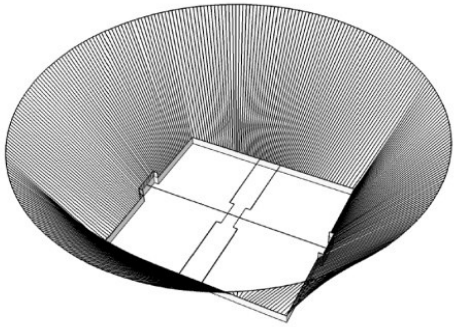


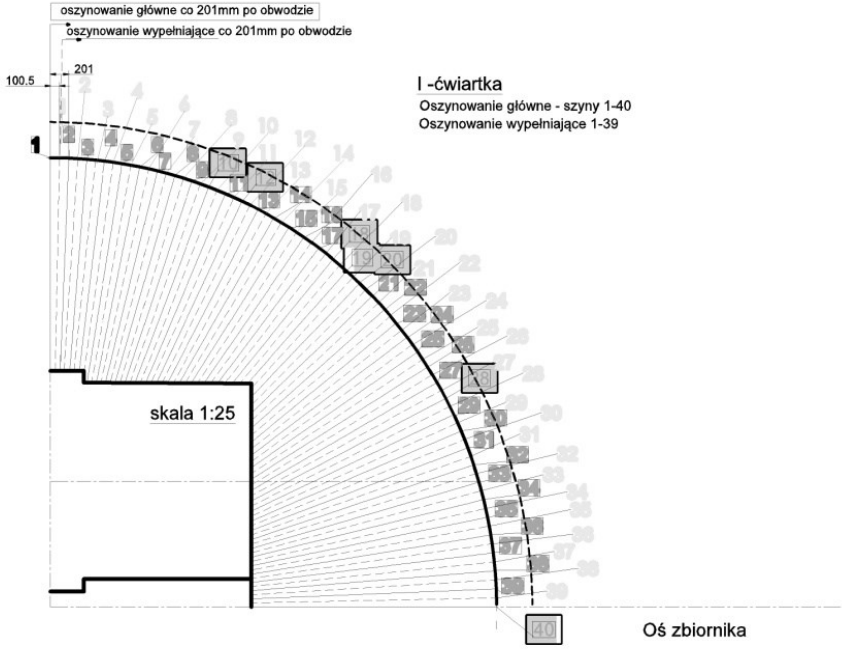






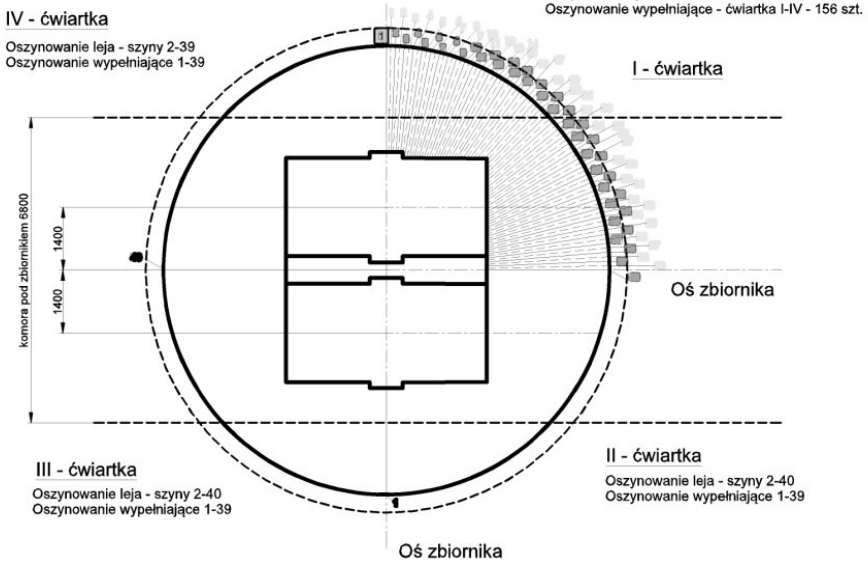





Wykładka leja z szyn min S-24. Dopuszcza się stosowanie szyn większych lub szyn kolejowych ( z odzysku )

## A-A




| 1-40 | 316 | Szyna S-24 | 167-2SSHB | - | 31720 | PN-H-93402:1979 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Poz | Ilość | Wyszczególnienie | Materiał | jend. Masa kg | całk. | Uwagi |
| Rys. 7.2. | | P.P.-W "PRO-KOM" GLUCH PIOTR | Oszynownie leja zbiornika retencyjnego | | | |




3











# WNIOSKI

Tradycyjne technologie wykonywania obudowy zbiorników retencyjnych czy szybu w postaci płaszcza betonowego w odsłoniętym robotami strzałowymi ociosie nie zabezpiecza górotworu przed wystąpieniem spękań, rozwarstwień czy odspojeń, co przy wykonywaniu obudowy monolitycznej betonowej nie zapewnia jej zespolenia z górotworem i uzyskania korzystnej współpracy w przenoszeniu działających obciążeń. Niekorzystną cechą obudowy betonowej monolitycznej jest długi czas jej dojrzewania i twardnienia do momentu  uzyskania wytrzymałości ostatecznej.

Uzyskanie wytrzymałej konstrukcji obudowy w warunkach dużej głębokości wymaga zastosowania systemu obudowy powiązanej (zespolonej) z górotworem poprzez kotwienie i stworzenie wraz ze zbrojonym betonem natryskowym lub dodatkową konstrukcją stalową (odrzwiami) obudowy wstępnej pozwalające na:

- zmniejszenie odprężenia ociosu skalnego szybu,
- niedopuszczenie do zmniejszenia parametrów wytrzymałościowych górotworu,
- ograniczenie nierównomiernych obciążeń działających na obudowę ostateczną przy dużej zmienności warstw skalnych.

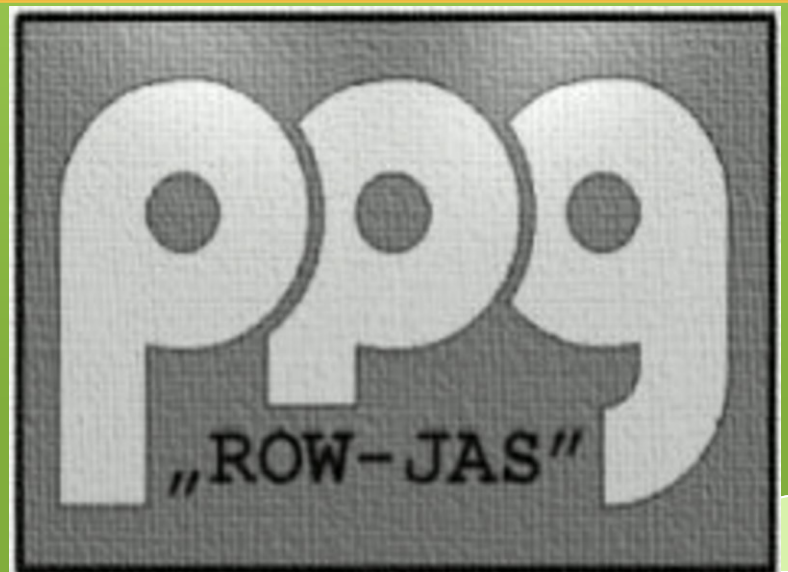
Rozwiązanie obudowy zespolonej z górotworem z wykonywaniem pierścieni wzmacniających w słabych warstwach górotworu na podstawie uzyskanych doświadczeń praktycznych jest korzystnym rozwiązaniem zapewniającym bezpieczeństwo i efektywne wykonanie obudowy ostatecznej szybu czy zbiornika retencyjnego

Zastosowanie do rozwiązania obudowy zbiornika retencyjnego, obudowy panelowej wykonywanej w kierunku z dołu do góry po wykonaniu zbiornika w obudowie wstępnej pozwala zapewnić obudowie panelowej sprężenie technologiczne pracujące pewnie w fazie bezpośrednio po montażu, które zwiększa się po zadziałaniu na obudowę obciążenia ostatecznego.

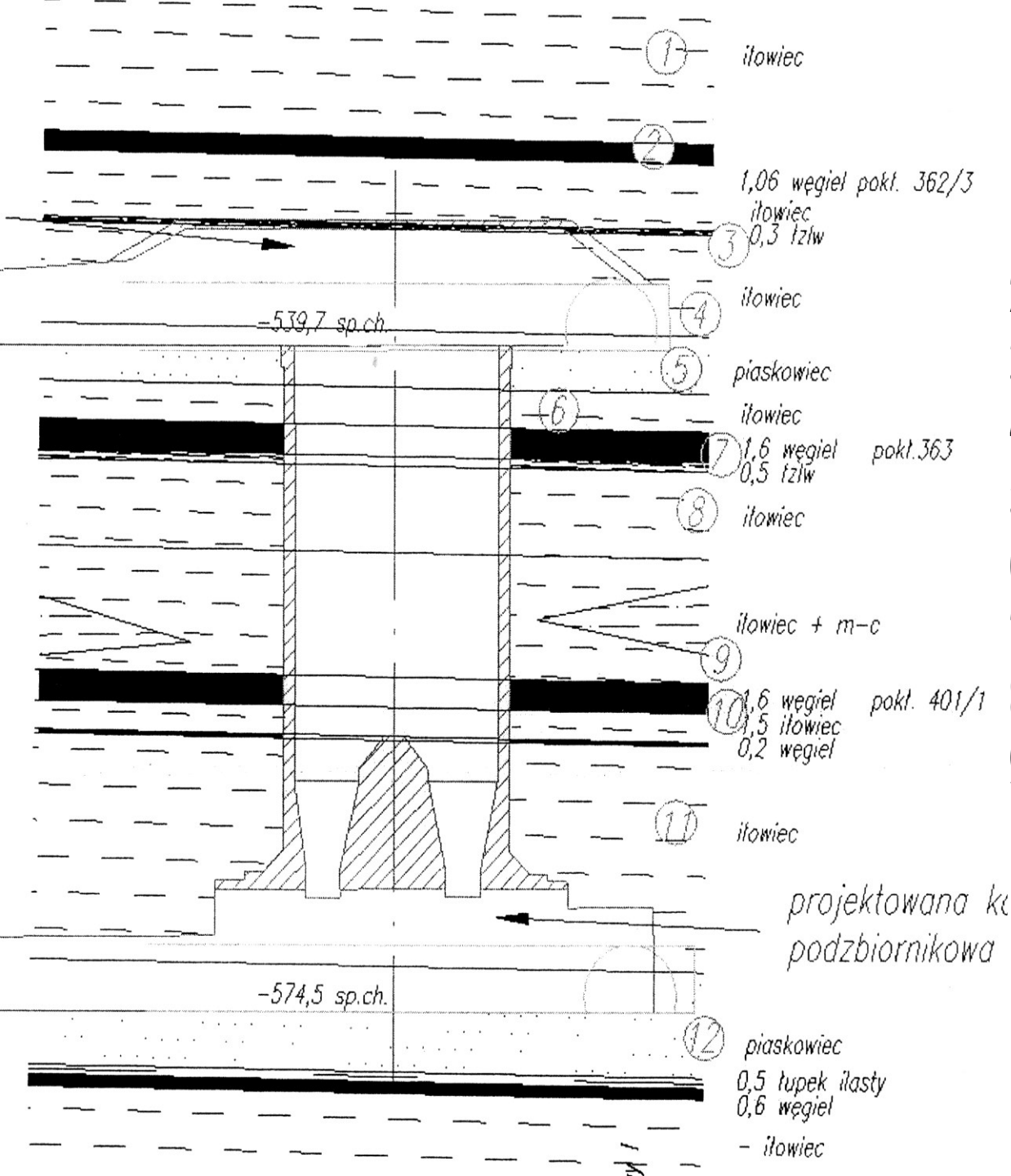
# Dziękuję za uwagę

BŁACHUT LESZEK - PPG „ROW-JAS”
DRAGON Tomasz - PPG „ROW-JAS”
FILIPOWICZ Krzysztof - JSW S.A. KWK „Pniówek”
FRYMARKIEWICZ Arkadiusz - JSW S.A. KWK „Pniówek”
GŁUCH Piotr - Politechnika Śląska

# Rozwiązanie obudowy wstępnej zbiornika retencyjnego



# Warunki geologiczno - górnicze




| | | | |
|---|---|---|---|
| 1. | $R_c$ = 34,3 MPa; | $\gamma_0$ = 25,3 kN/m$^3$ | iłowiec |
| 2. | $R_c$ = 8,3 MPa; | $\gamma_0$ = 11,96 kN/m$^3$ | węgiel pkł 362/3 |
| 3. | $R_c$ = 24,0 - 29,6 MPa; | $\gamma_0$ = 25,8 kN/m$^3$ | łzlw |
| 4. | $R_c$ = 32,2MPa; | $\gamma_{00}$ = 24,7 kN/m$^3$ | iłowiec |
| 5. | $R_c$ = 46,4 MPa; | $\gamma_0$ = 25,40 kN/m$^3$ | piaskowiec |
| 6. | $R_c$ = 18,2 MPa; | $\gamma_0$ = 22,0 kN/m$^3$ | iłowiec |
| 7. | $R_c$ = 11,7 MPa; | $\gamma_0$ = 13,5 kN/m$^3$ | węgiel pkł 363 |
| 8. | $R_c$ = 45,5 MPa; | $\gamma_0$ = 24,4 kN/m$^3$ | iłowiec |
| 9. | $R_c$ = 44,6 MPa; | $\gamma_0$ = 25,9 kN/m$^3$ | iłowiec+mułowiec |
| 10. | $R_c$ = 7,1 MPa; | $\gamma_0$ = 12,6 kN/m$^3$ | węgiel pkł 401/1 |
| 11. | $R_c$ = 22,5 MPa; | $\gamma_0$ = 25,0 kN/m$^3$ | iłowiec |
| 12. | $R_c$ = 79,8 MPa; | $\gamma_0$ = 25,8 kN/m$^3$ | piaskowiec |

# Warunki górnicze

- pojemność zbiornika, co najmniej 2000$m^3$,

- ciężar właściwy urobku 1,9 $Mg/m^3$,

- średnica w świetle 10,0 m,

- obudowa ostateczna bloczki betonowe (panele) sprężane poziomo i pionowo,

- głowica o głębokość 2,0m;

- długość części cylindryczna zbiornika ok. 23,0m;

- część stożkowa 4,3 m łącznie z dwuwylotowym lejem denny zbrojonym

# Ogólne rozwiązanie obudowy zbiornika

Przyjęto następujące założenia dla obudowy zbiornika:

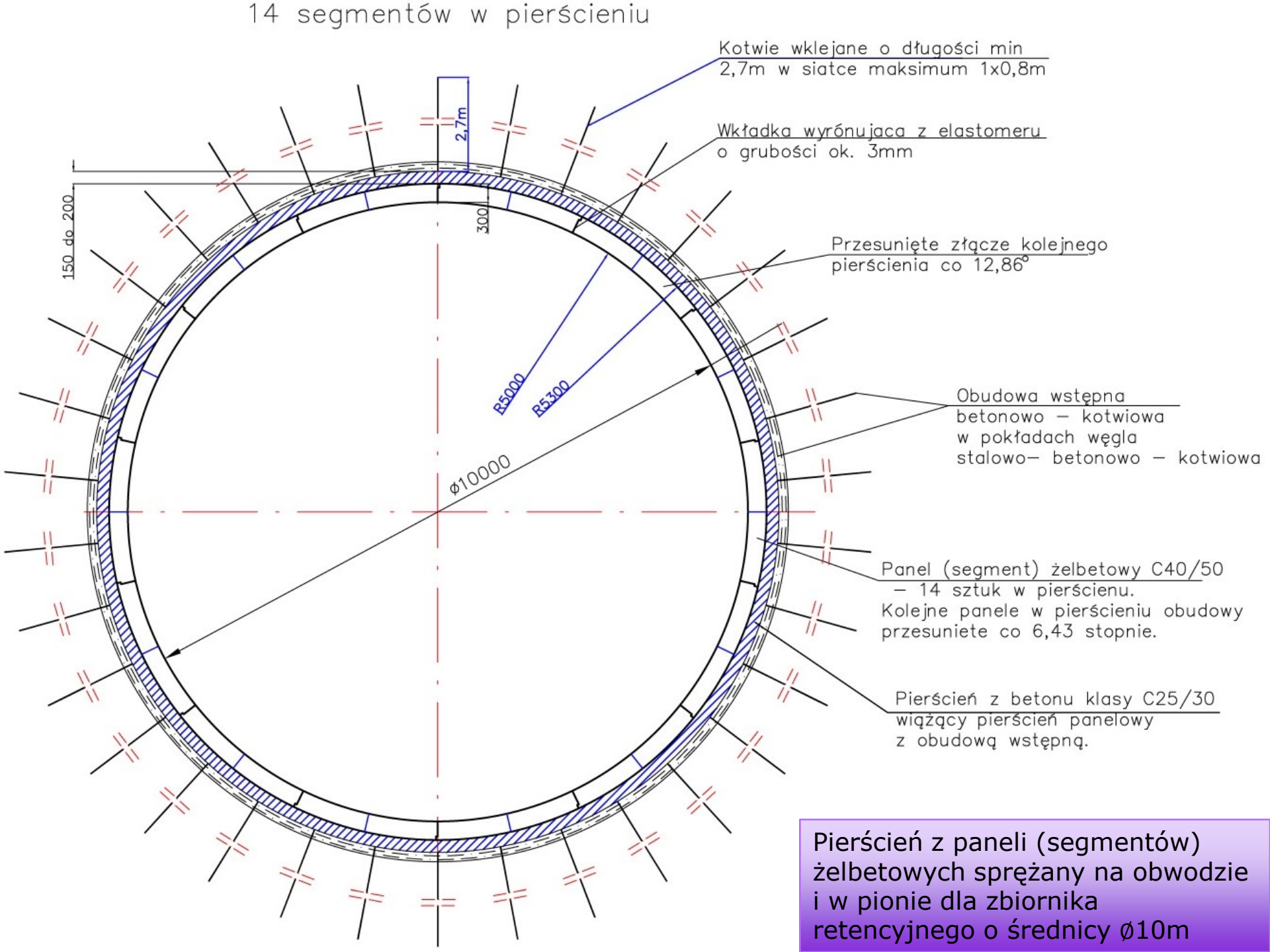
- obudowa zbiornika będzie wykonana na całej długości w obudowie wstępnej betonowo – kotwiowej i betonowo – stalowo - kotwiowej z szczególnym uwzględnieniem wzmocnienia górotworu za pomocą kotwienia wokół zbiornika,- ***„zostanie wykonana ochrona górotworu”,***

- obudowa panelowa (segmentowa) o wysokiej wytrzymałości betonu klasy C40/50 z poziomym sprężeniem paneli w pierścieniu poprzez stabilizację betonem układanym za obudowę każdego pojedynczego pierścienia przy montażu w kierunku z dołu do góry zapewniającym docisk pionowy pierścieni do siebie, wraz pełną kontrolą powiązania obudowy panelowej z górotworem (z obudową wstępną),

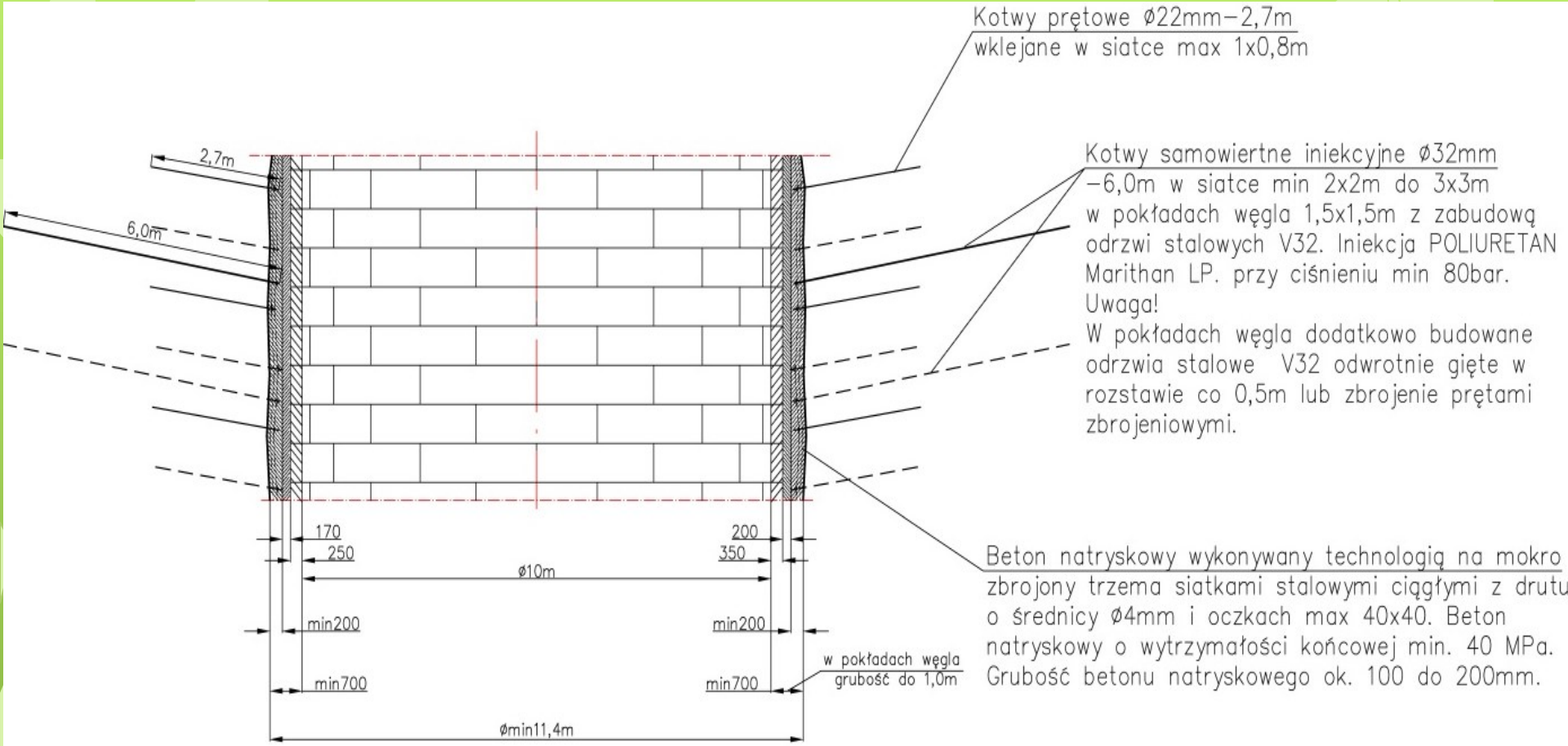
- uzyskanie zespolenia i wzmocnienia górotworu przez jego skotwienie i pewne kontrolowane połączenie konstrukcji obudów w jedną całość,

- zastosowania selektywnego mechanicznego wybierania urobku z bezpośrednim wykonywaniem obudowy wstępnej na odsłanianym odcinku zbiornika, a obudowy ostatecznej od kierunku leja w stronę głowicy tj. z dołu do góry.

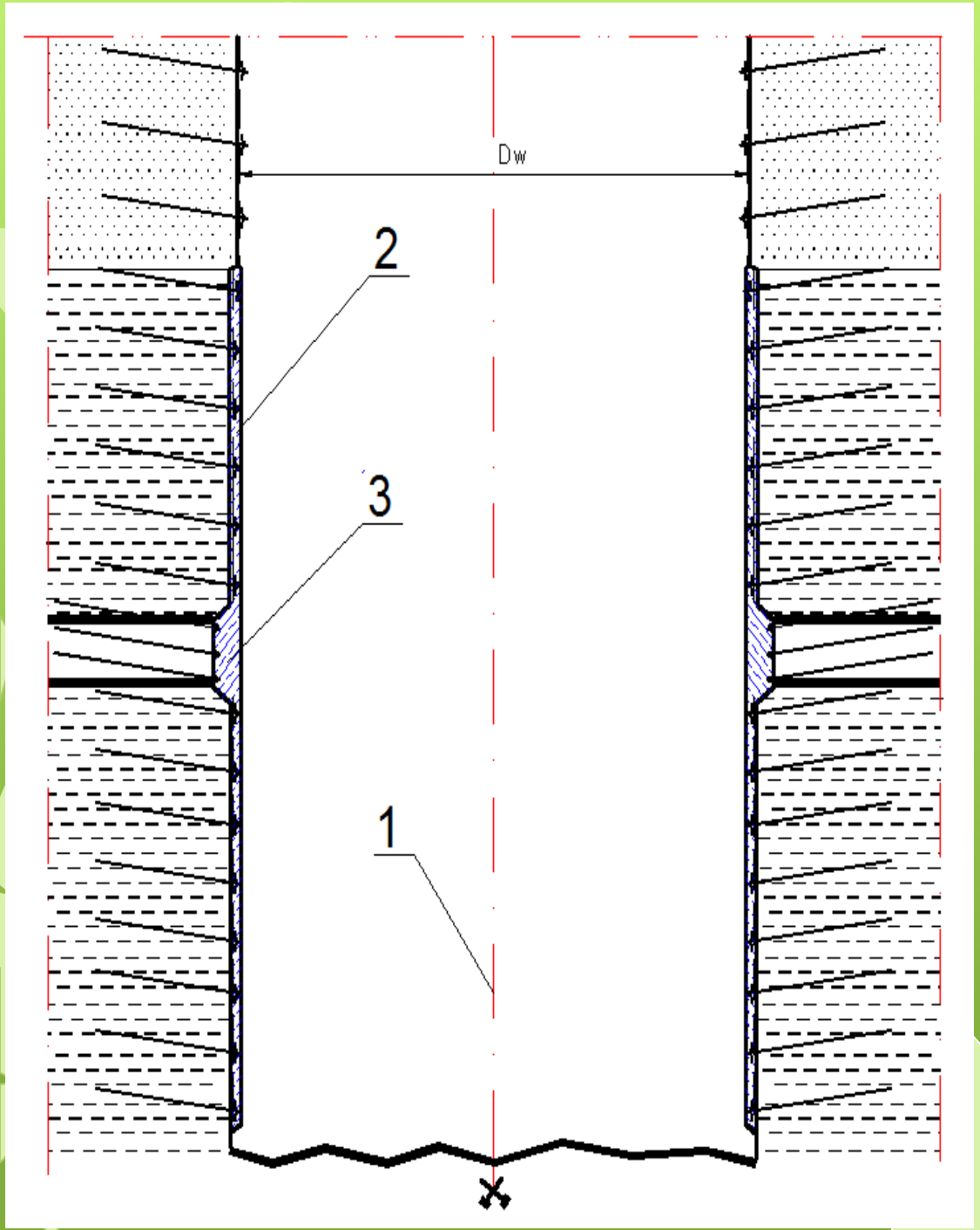
**Podstawową ideą rozwiązania obudowy zbiornika retencyjnego jest wytworzenie konstrukcji, gdzie istotną rolę ma obudowa wstępna i ostateczna, które są zespolone miedzy sobą poprzez pierścień betonowy, a za pomocą kotwi z górotworem. Rozwiązanie takie zapewni wysoką nośność i trwałość konstrukcji zbiornika.**



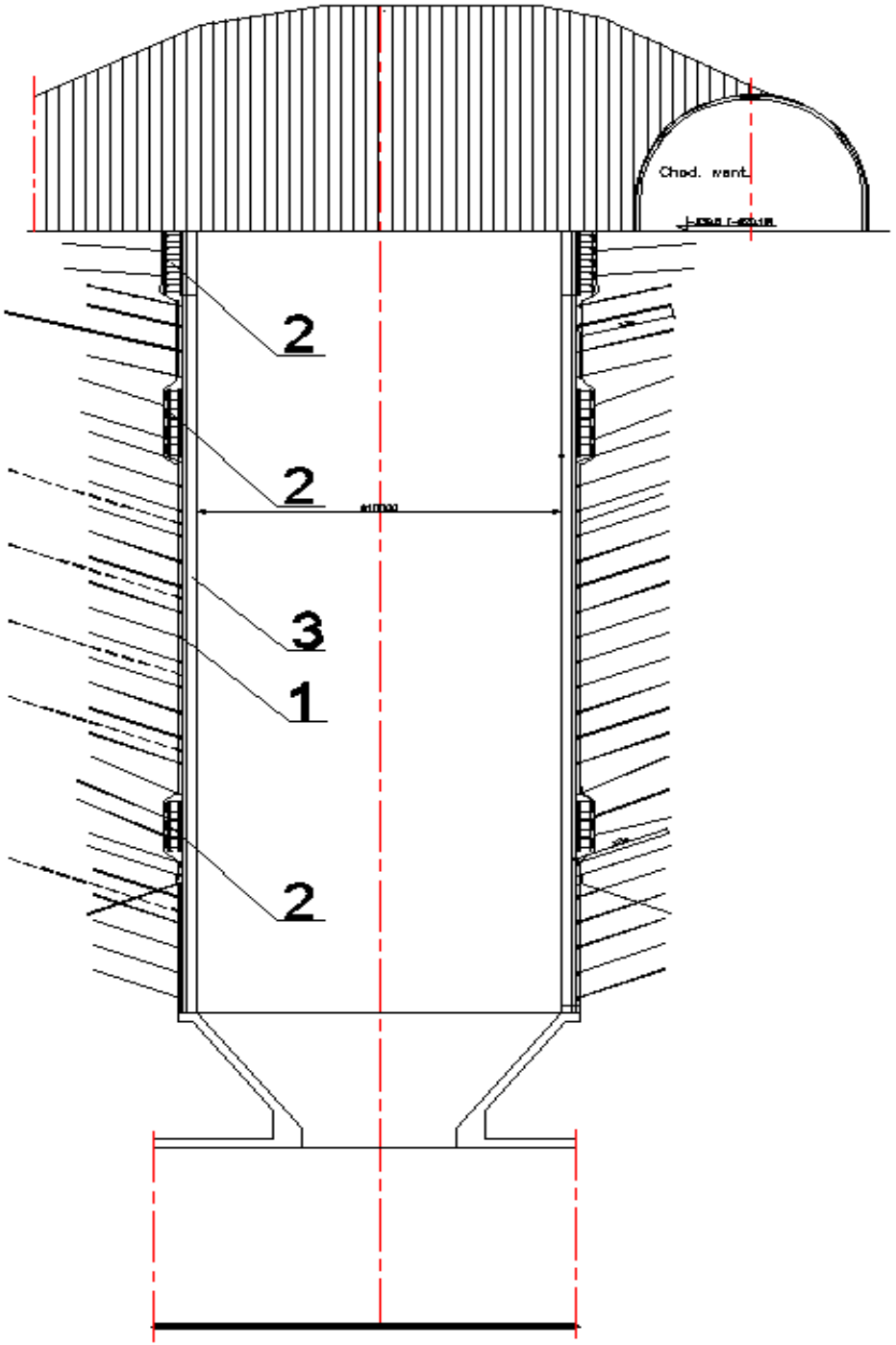

Pierścień z paneli (segmentów) żelbetowych sprężany na obwodzie i w pionie dla zbiornika retencyjnego o średnicy ø10m




**Przekrój pionowy połączenie segmentu żelbetowego z betonu klasy C40/50 dla zbiornika retencyjnego o średnicy ø10m betonem układanym za pierścień klasy C25/30**




**Idea obudowy wstępnej zbiornika retencyjnego wykonywana bezpośrednio w przodku**




**Przykład rozwiązania obudowy zespolonej w szybowym zbiorniku retencyjnym.**

**1. obudowa wstępna kotwiowo - betonowa,**

**2. pierścienie wzmacniające,**

**3. obudowa ostateczna.**







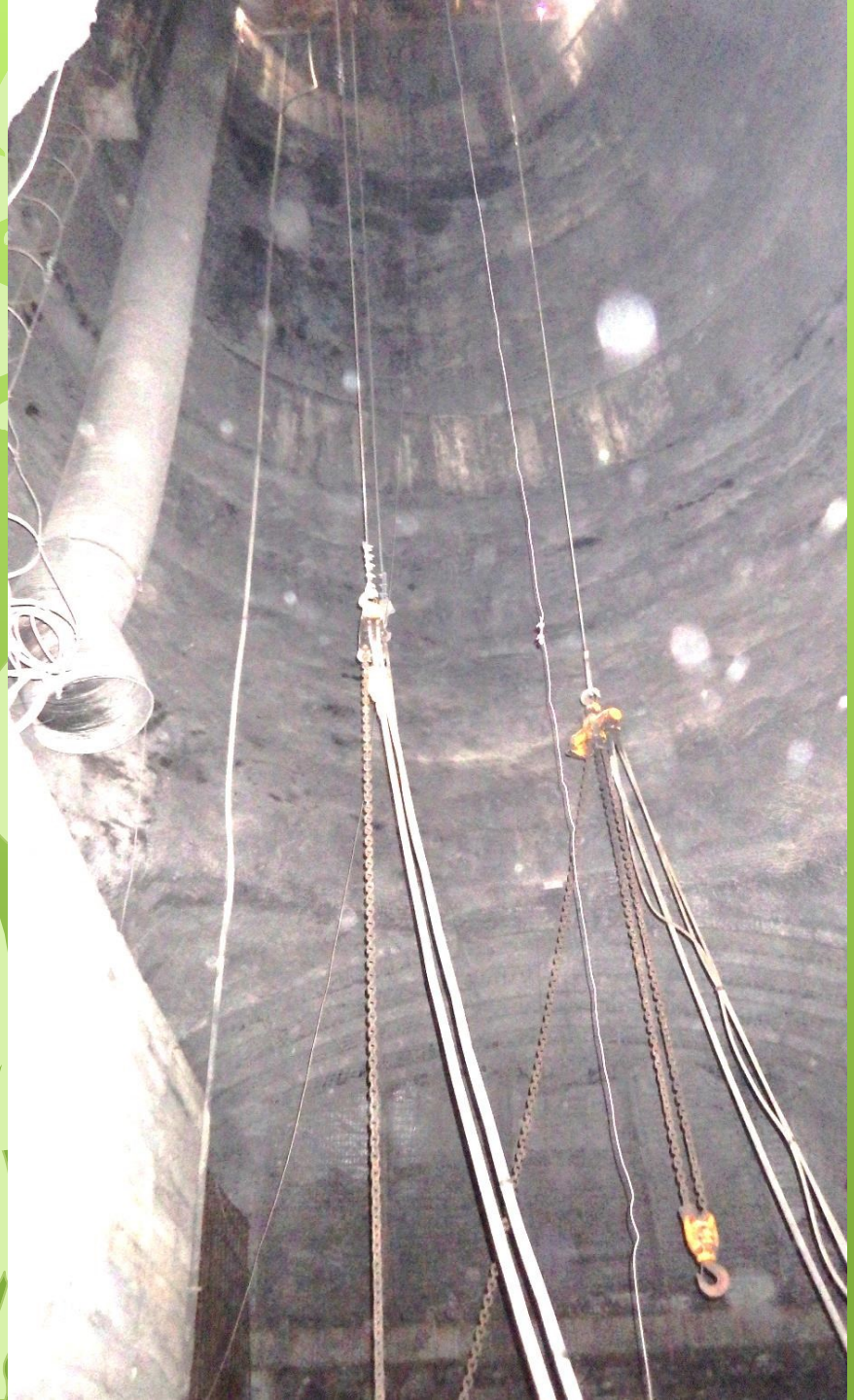


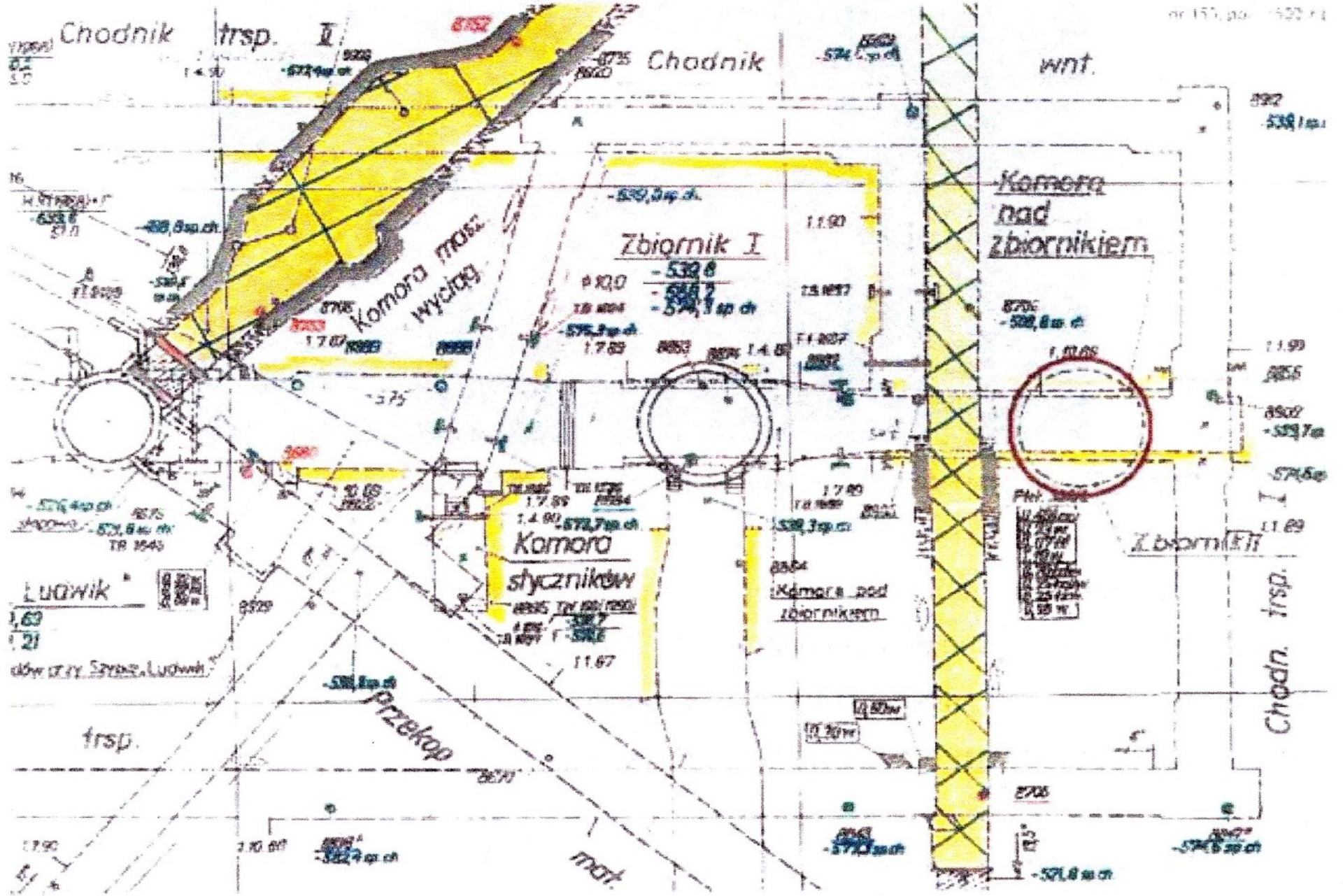











**Lokalizacja zbiornika retencyjnego nr II na poziomie 830m**

# Obliczenie obciążenia działającego na obudowę zbiornika

Obliczenia obciążenia działającego na obudowę projektowanego zbiornika retencyjnego nr II oparto na wzorach wg normy PN-G-05016:1997. Szyby górnicze. Obudowa. Obciążenia. Oznaczenia wielkości stosowane w wzorach do obliczania obciążenia i obudowy szybu podano w tablicy 5.2.

Uwzględniając, że głębokość krytyczna i głębokość graniczna dla warstw skalnych wokół zbiornika są mniejsze od ich głębokości zalegania (projekt koncepcyjny GIG) oraz brak występowania wody w górotworze, do obliczeń obciążenia na obudowę zbiornika retencyjnego wykorzystano wzór:

$$p_N = n \cdot 55 \cdot \gamma_{sr}^{(n)} \cdot tg\left(45^0 - \frac{\varphi'^{(r)}}{2}\right)$$

gdzie

$$n = n_1 \cdot n_2 \cdot n_3 \cdot n_4$$

$n_1$= 1,5,

$n_2$ = 1,0,

$$n_3 = \frac{\sqrt[3]{D_{wst} + 1}}{2} = \frac{\sqrt[3]{11+1}}{2} = 1{,}144$$

$D_{wst}$ – średnica obudowy wstępnej
$n_4$ = 1,1 przy $H \geq 800$m
$\varphi_r$ - pomniejszony efektywny kąt tarcia wewnętrznego
$\gamma_{śr}$ – średni ciężar objętościowy

# Wyniki obliczeń obciążenia górotworu na odcinku zbiornika retencyjnego nr II JSW S.A. KWK PNIÓWEK

| Nazwa warstw | Piaskowiec | Iłowiec | węgiel pokład 362/4 | łzlw łupek z laminami węgla | iłowiec | iłowiec plus mułowiec | węgiel pokład 401/1 | iłowiec | węgiel | iłowiec |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Nr kol. Warstwy | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 |
| $h_{i\ [m]}$ | 3 | 2 | 1,6 | 0,5 | 4,5 | 6,5 | 1,6 | 1,5 | 0,2 | 12 |
| $H_{st\ [m]}$ | 820,0 | 823,0 | 825,0 | 826,6 | 827,1 | 831,6 | 838,1 | 839,7 | 841,2 | 841,4 |
| $H_{sp\ [m]}$ | 823,0 | 825,0 | 826,6 | 827,1 | 831,6 | 838,1 | 839,7 | 841,2 | 841,4 | 853,4 |
| hw [m] | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| nachylenie /o | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 |
| $\gamma_{si}^{(n)}$ [kN/m$^3$] | 26 | 27 | 15 | 23 | 27 | 27 | 15 | 27 | 15 | 27 |
| $\gamma_{mi}^{(n)}$ [kN/m3] | 24 | 26 | 14 | 22 | 26 | 26 | 14 | 26 | 14 | 26 |
| $n_{si}$ w% | 0,32 | 0,3 | 0,06 | 0,3 | 0,3 | 0,8 | 0,06 | 0,32 | 0,06 | 0,32 |
| $R_{cs}$ [MPa] | 46,4 | 18,2 | 11,7 | 16 | 45,5 | 44,6 | 7,1 | 22,5 | 7,1 | 22,5 |
| $R_{rs}$ [MPa] | 3,3 | 1,5 | 0,9 | 1,1 | 3 | 3 | 0,5 | 1,7 | 0,5 | 1,7 |
| f [zwięzłość] | 4,5 | 1,8 | 1,1 | 1,6 | 4,5 | 4,5 | 0,7 | 2,2 | 0,7 | 2,2 |
| $\phi$ [efekt-kąt tarcia wewn] | 44,8 | 30 | 25 | 26 | 44,8 | 44,8 | 22 | 37,4 | 22 | 37,4 |
| c [MPa] | 9,2 | 5,6 | 4 | 3,5 | 9,2 | 9,2 | 3 | 3,8 | 3 | 3,8 |
| E [GPa] | 10,5 | 4,8 | 3 | 3,5 | 10,5 | 10,5 | 2 | 5,5 | 2 | 5,5 |
| $\nu$ | 0,280 | 0,290 | 0,250 | 0,250 | 0,390 | 0,390 | 0,250 | 0,270 | 0,330 | 0,270 |
| r | 1 | 0,8 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 |
| $n_1$ | 1,5 | 1,5 | 1,5 | 1,5 | 1,25 | 1,25 | 1,25 | 1,25 | 1,25 | 1,5 |
| $n_2$ | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 |
| $n_3$ | 1,144 | 1,144 | 1,144 | 1,144 | 1,144 | 1,144 | 1,144 | 1,144 | 1,144 | 1,144 |
| $n_4$ H>800m | 1,1 | 1,1 | 1,1 | 1,1 | 1,1 | 1,1 | 1,1 | 1,1 | 1,1 | 1,1 |
| n | 1,8876 | 1,8876 | 1,8876 | 1,8876 | 1,573 | 1,573 | 1,573 | 1,573 | 1,573 | 1,8876 |
| $\gamma_m$ | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,8 |
| $\phi_r$ | 35,84 | 24 | 20 | 20,8 | 35,84 | 35,84 | 17,6 | 29,92 | 17,6 | 29,92 |
| $p_{Nst}$ [kN/m$^2$] | 230,6 | 548,9 | 666,8 | 642,7 | 230,6 | 230,6 | 741,2 | 385,3 | 741,2 | 385,3 |
| $p_{Nsp}$ [kN/m$^2$] | 230,6 | 548,9 | 666,8 | 642,7 | 230,6 | 230,6 | 741,2 | 385,3 | 741,2 | 385,3 |
| $p_{strop}$ [kN/m$^2$] | 435,3 | 1036,2 | 1258,7 | 1213,1 | 362,7 | 362,7 | 1166,0 | 606,1 | 1166,0 | 727,3 |
| $p_{spąg}$ [kN/m$^2$] | 435,3 | 1036,2 | 1258,7 | 1213,1 | 362,7 | 362,7 | 1166,0 | 606,1 | 1166,0 | 727,3 |
| pobl [kN/m$^2$] | 450,0 | 1050,0 | 1260,0 | 1220,0 | 370,0 | 370,0 | 1200,0 | 610,0 | 1200,0 | 750,0 |

Po przekształceniu i uwzględnieniu, że $p_z = \gamma \cdot H$
Można obliczyć wzór na zasięg strefy spękań

$$r_{spęp} = a \cdot \sqrt{\frac{3\gamma H}{(m-1)R_c}}$$

Uwzględniając, że w masywie skalnym wytrzymałość skały jest obniżona, wprowadza się współczynnik osłabienia górotworu $k_o$ <=1. Stan naprężenia wokół wyrobiska może zostać poddany dodatkowej koncentracji stąd uwzględnia się współczynnik koncentracji równy $k_k$, co w efekcie pozwala uzyskać wzór zmodyfikowany o postaci:

$$r_{spęp} = a \cdot \sqrt{\frac{3 \cdot k_k \gamma H}{(m-1) \cdot k_o R_c}}$$

Obok parametrów takich jak:

- wielkość wyrobiska (*a*- promień w wyłomie w m),
- naprężenia wokół wyrobiska z koncentracją naprężeń 3 $k_k \gamma H$,
- wytrzymałość skał w masywie $k_o R_c$

Istotną rolę odgrywa współczynnik Poissona (we wzorze jej odwrotność *m*), mały współczynnik Poissona $\nu$ ( duże *m*), który powoduje, że strefa odprężona maleje. Stosowanie kotwienia w krótkim czasie po odsłonięciu przodku powoduje, że współczynnik Poissona przyjmuje małą wartość, co równocześnie oznacza zmniejszenie strefy odprężonej.
Szerokość strefy spękań wokół wyrobiska wyznacza wzór:

$$t_{spęp} = r_{spęp} - a$$

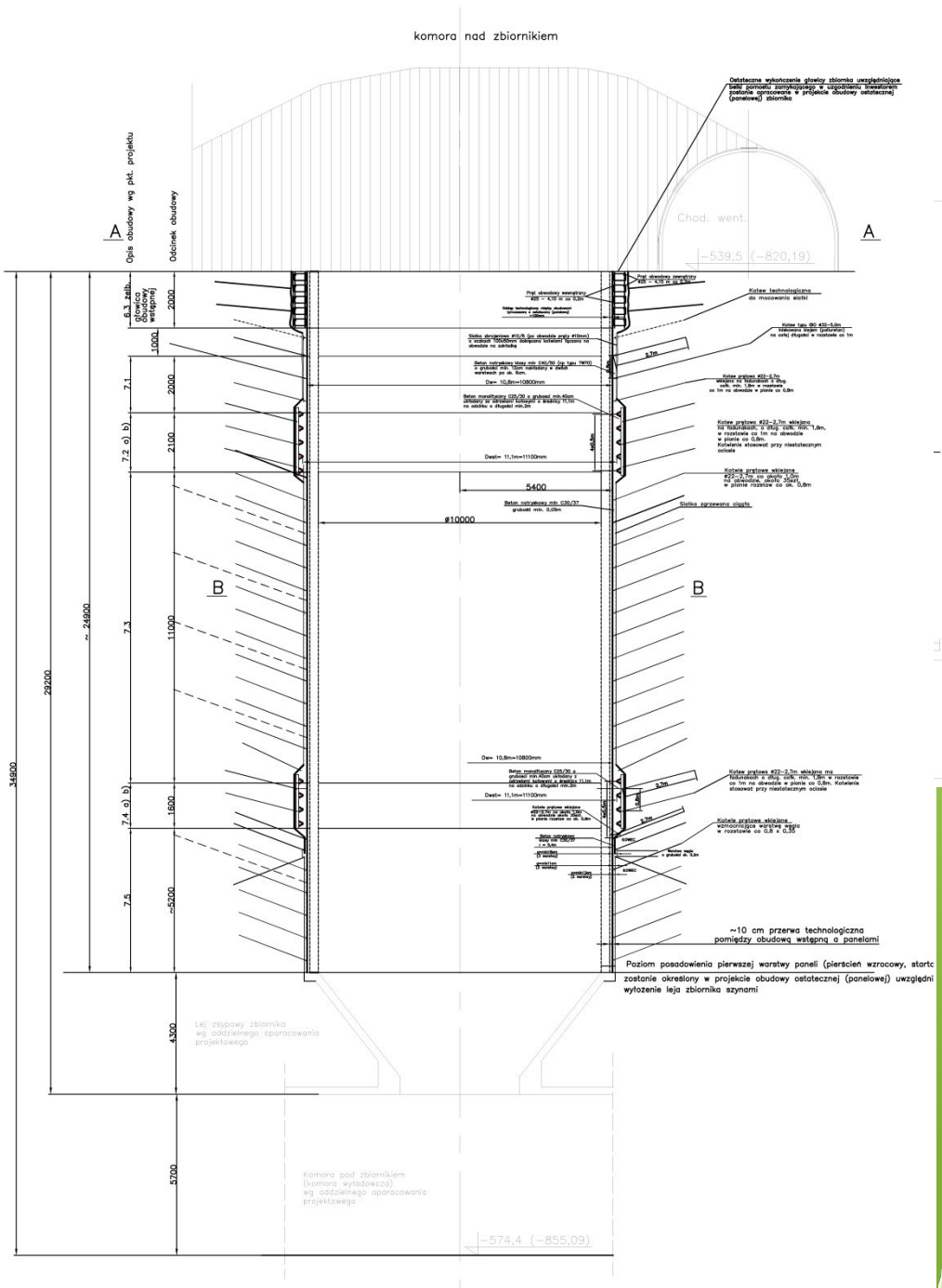
Minimalna długość kotwi wychodząca za strefę spękań wynosi:

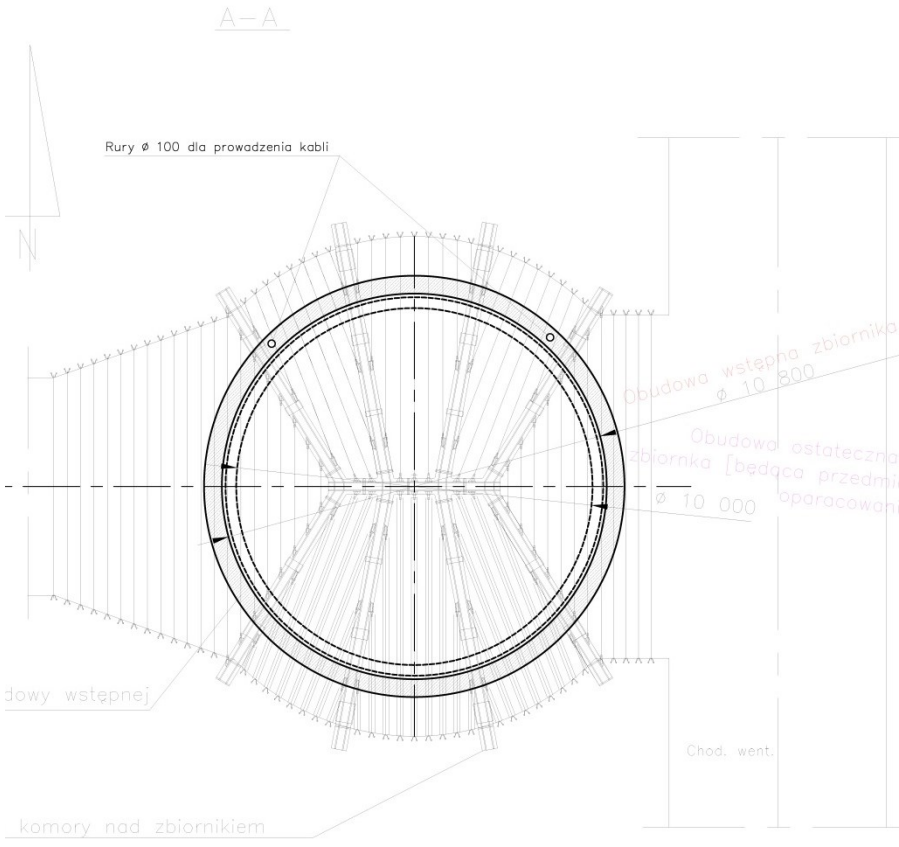
$$L_{kmin} = 0{,}2m + t_{spek} + (0{,}5 \text{ do } 1{,}0)m$$

Obliczenia wielkość strefy odprężonej oraz minimalnej długości kotwi oraz doboru rodzaju obudowy przedstawiono w tablicy 5.4.
W warunkach, gdzie strefa skał odprężonych ma znaczny zakres (powyżej 4m) lub na obudowę działają dodatkowe naprężenia o wysokim współczynniku koncentracji naprężeń odcinek górotworu w zbiorniku retencyjnym wymaga zastosowania obudowy KBS (kotwiowo – betonowo – stalowej). W przypadku niewielkich stref odprężonych projektuje się stosowanie obudowy kotwiowej z warstwą betonu natryskowego (lub spoiwo cementowo mineralne).

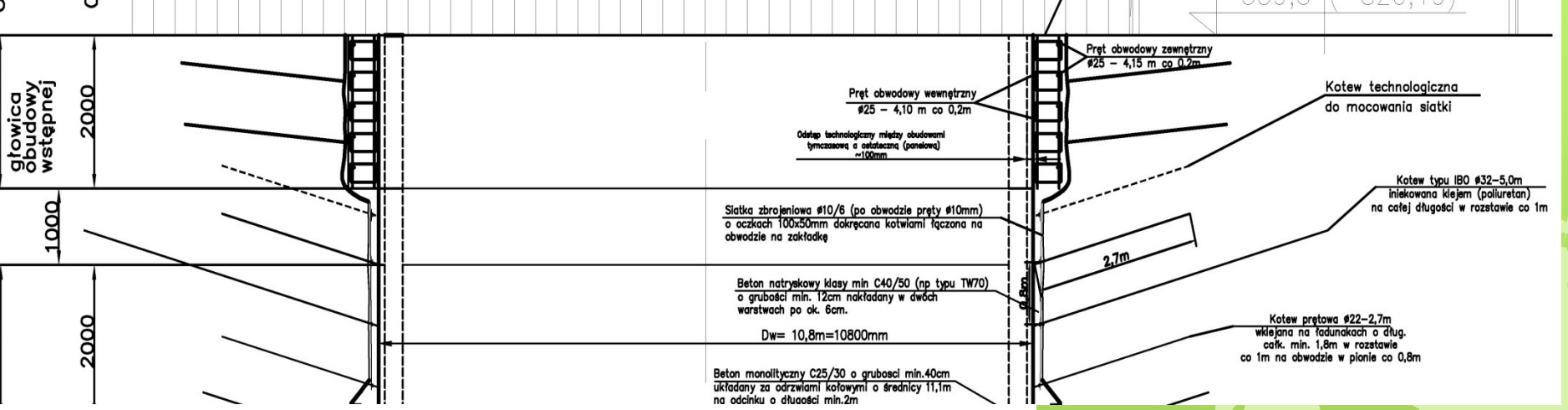
# Obliczona wielkość strefy odprężonej, minimalnej długości kotwi oraz doboru rodzaju obudowy

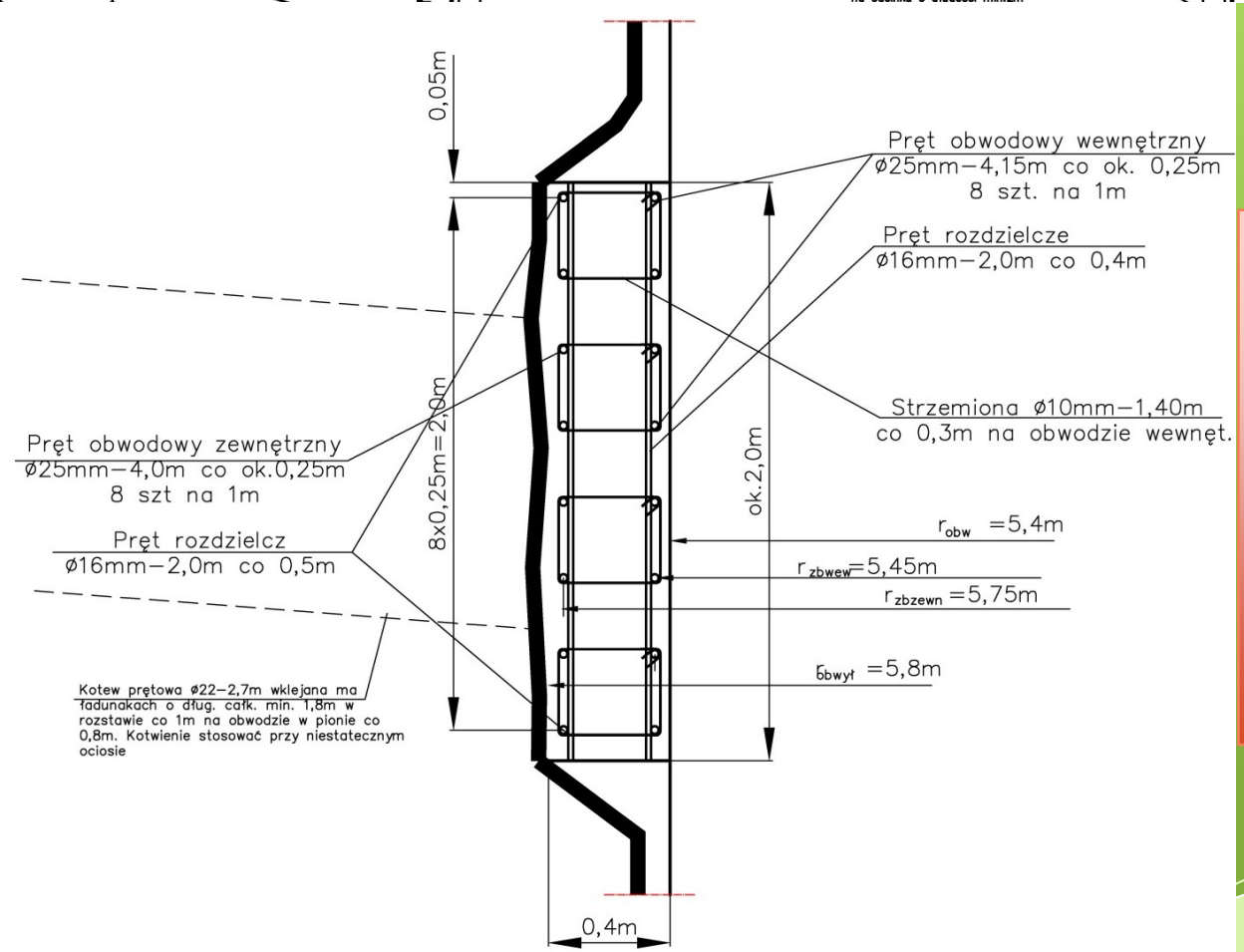
| Nazwa warstw | Piaskowiec | Iłowiec | węgiel pokład 362/4 | łzlw łupek z laminami węgla | iłowiec | iłowiec plus mułowiec | węgiel pokład 401/1 | iłowiec | węgiel | iłowiec |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Nr kol. Warstwy | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 |
| $h_i$ [m] | 3 | 3 | 1,6 | 0,5 | 4,5 | 6,5 | 1,6 | 1,5 | 0,2 | 12 |
| $H_{st}$ [m] | 820,0 | 823,0 | 825,0 | 826,6 | 827,1 | 831,6 | 838,1 | 839,7 | 841,2 | 841,4 |
| $H_{sp} = H$ [m] | 823,0 | 825,0 | 826,6 | 827,1 | 831,6 | 838,1 | 839,7 | 841,2 | 841,4 | 853,4 |
| $\gamma_{srwd}$ [MN/m$^3$] | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 | 0,0260 |
| k | 2,000 | 2,000 | 1,500 | 1,250 | 1,250 | 1,250 | 1,250 | 1,250 | 1,250 | 1,250 |
| $\nu$ | 0,280 | 0,290 | 0,250 | 0,250 | 0,390 | 0,390 | 0,250 | 0,270 | 0,330 | 0,270 |
| m | 3,57 | 3,45 | 4,00 | 4,00 | 2,56 | 2,56 | 4,00 | 3,70 | 3,03 | 3,70 |
| a | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 |
| Rcs [MPa] | 46,4 | 18,2 | 11,7 | 16,0 | 45,5 | 44,6 | 7,1 | 22,5 | 7,1 | 22,5 |
| ko | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 |
| rsp [m] | 6,6 | 10,7 | 10,5 | 8,2 | 6,8 | 6,8 | 12,4 | 7,3 | 15,1 | 7,4 |
| tspękań | 0,6 | 4,7 | 4,5 | 2,2 | 0,8 | 0,8 | 6,4 | 1,3 | 9,1 | 1,4 |
| Lk w projekcie | 2,7 | 2,7/6,0 | 2,7/6,0 | 2,7/6,0 | 2,7 | 2,7 | 2,7/6,0 | 2,7 | 2,7/6,0 | 2,7 |
| rodzaj obudowy-wstępnej | KBS | KBS | KBS (SB) | KBS (SB) | KB | KB | KBS (SB) | KB | KB | KB |



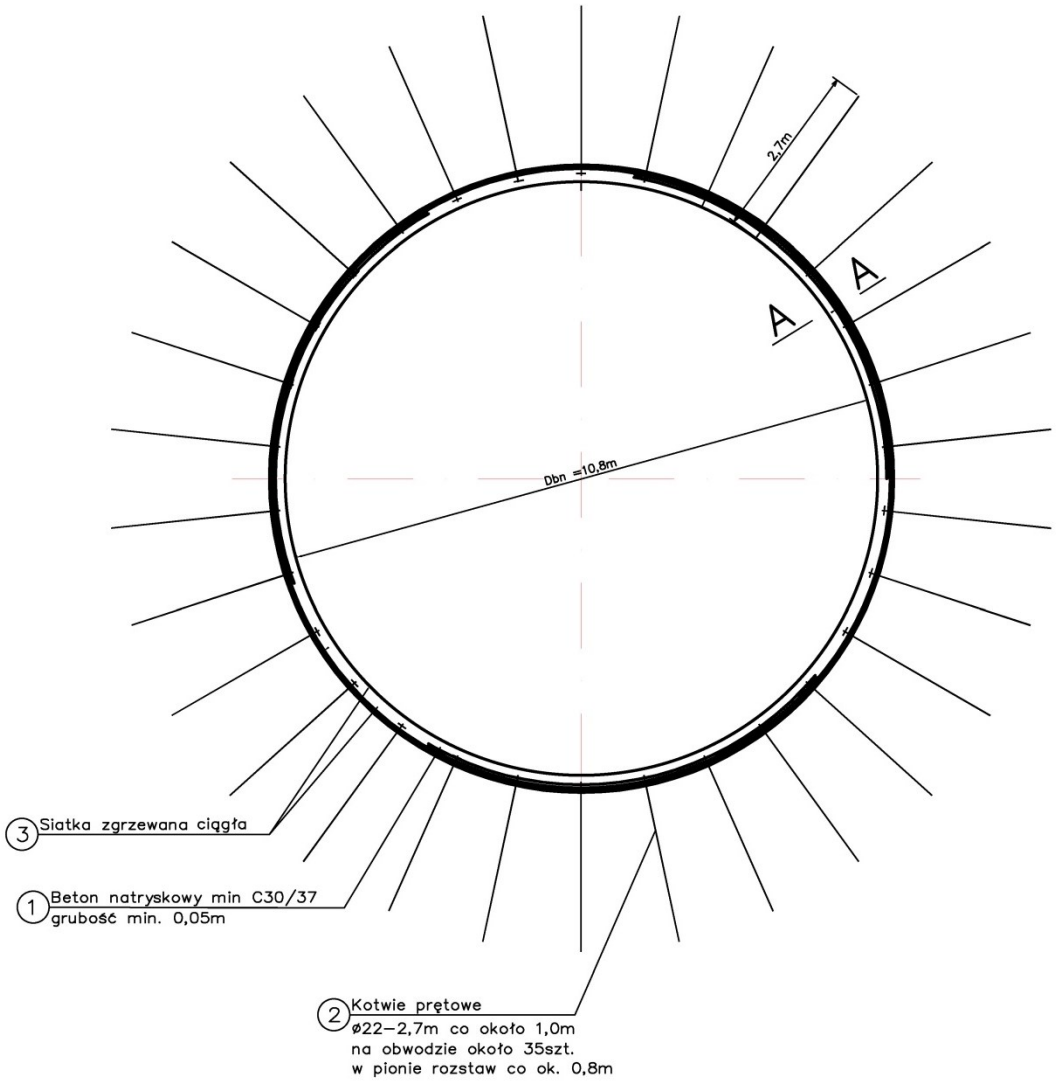



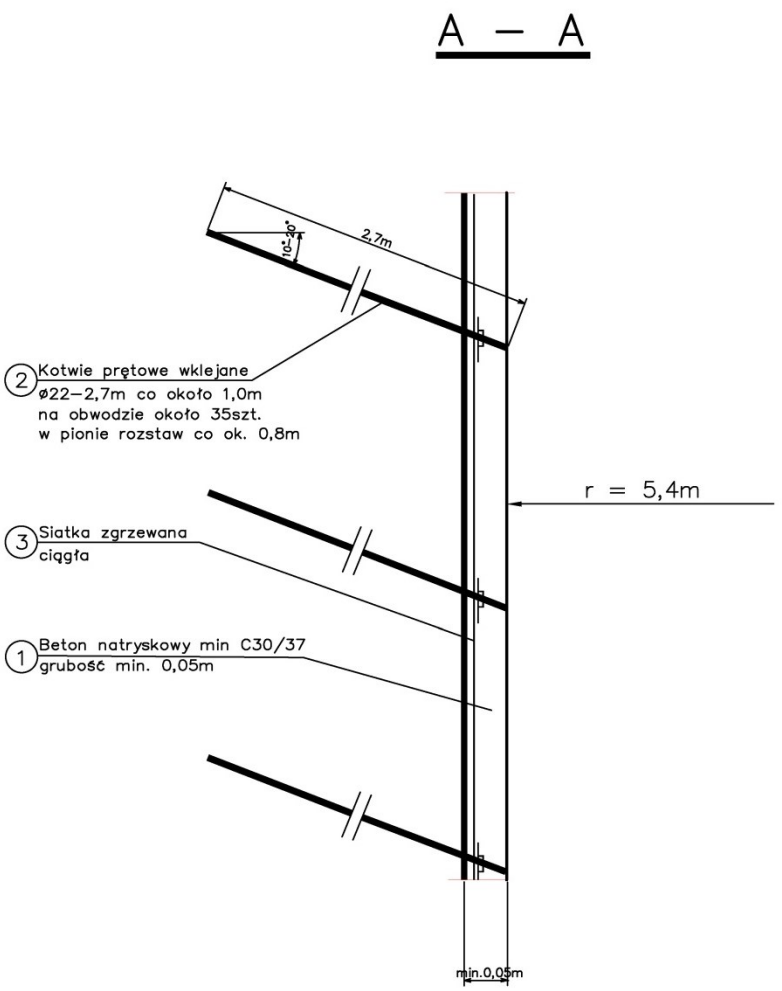

Obudowa wstępna z betonu natryskowego i kotwi z pierścieniami żelbetowymi wzmacniającymi na wysokości głowicy oraz na odcinkach pokładów węgla o wytrzymałości od 7 do 11 MPa.




# Rozwiązanie obudowy głowicy z pierścienia żelbetowego




Część cylindryczna zbiornika na odcinkach skał zwięzłych
(iłowiec i iłowiec plus mułowiec ok.11m)
OBUDOWA KOTWIOWO–BETONOWA (KB)

| | |
|---|---|
| RYS. 7.5 | Przekrój przez obudowę wstępną kotwiowo–betonową w warstwie iłowca i iłowca plus mułowiec ( 5 i 6 ) o grubości ok.11m beton natryskowy min. 5cm klasy C30/37 (B37) |
| P.P.–W "PRO–KOM" GŁUCH PIOTR | |



## Obliczenie parametrów obudowy wstępnej

Elementami obudowy wstępnej są:

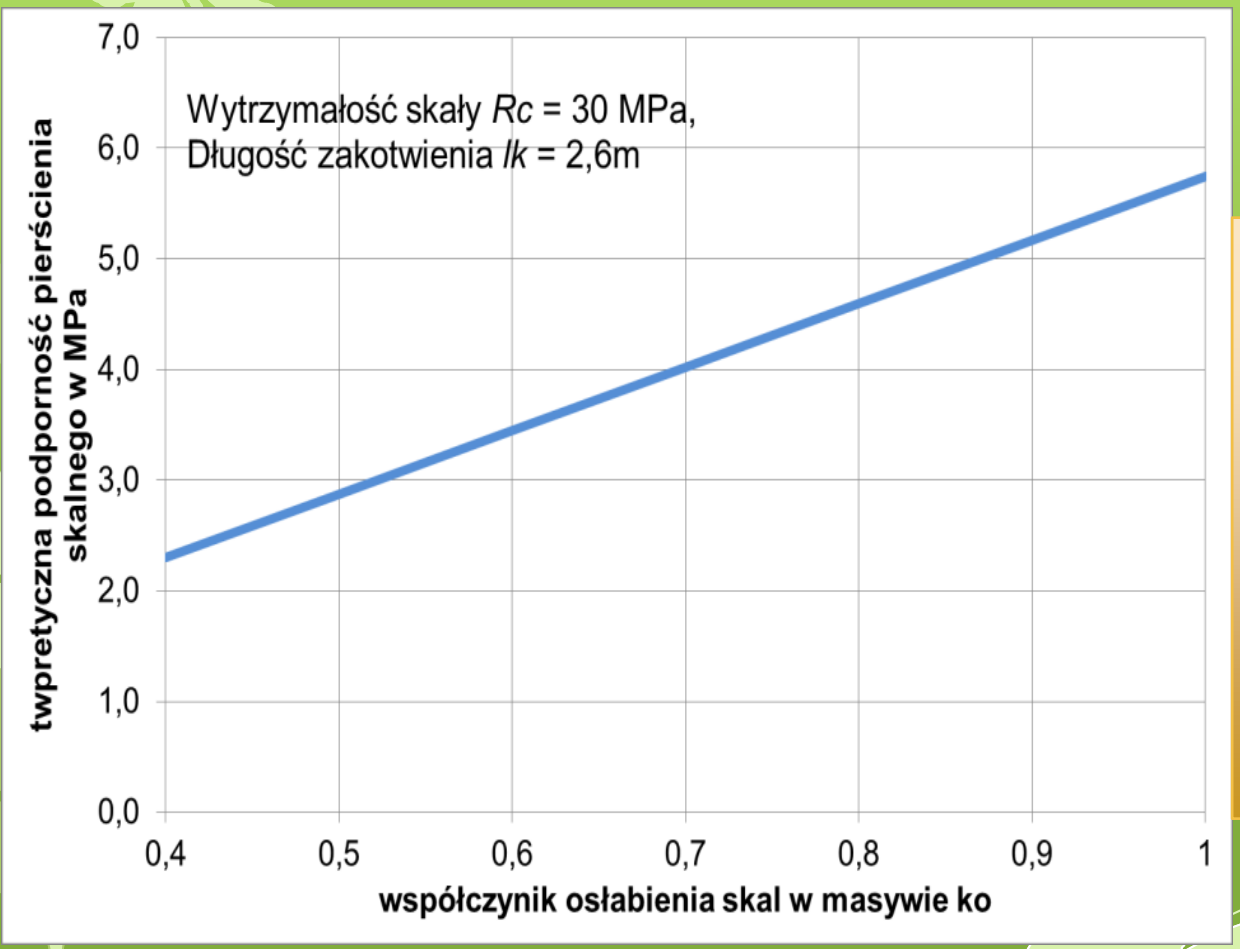
- kotwie wklejane prętowe ϕ22x2,7m (z pręta żebrowanego o nośności minimum 190kN; wklejane na długości 1,80m, na ładunkach klejowych np. Lokset, w siatce kotwienia 1,0 x 1,6m.
- kotwie wklejane iniekcyjna o długości 5,0m, zabudowane pomiędzy dwoma rzędami kotwi prętowych jak wyżej tj. w rozstawie pionowym 0,80m między nimi,
- siatka zgrzewana z prętów ϕ10/6mm, o oczkach 100 x 50 stanowiąca element zbrojenia. Siatki zakładać z zachowaniem zakładki min. jednego oczka,
- torkret (beton natryskowy) o wytrzymałości klasy min. C40/50 wykonany na bazie betonu natryskowego TW70

Minimalną grubość powłoki z betonu natryskowego, obudowy kotwiowej z siatką określa się z ogólnej zależności:

$$p_{obl} \leq p_k + p_{bN} + p_{zbr} \quad (6)$$

W obliczeniach nie uwzględnia się wytworzonego przez kotwie pierścienia skalnego ograniczonego warstwą betonu natryskowego oraz siatką wzmacniającą. Przy właściwie wykonanym kotwieniu z siatką zbrojeniową i betonem natryskowym teoretyczną nośność (podporność) pierścienia skalnego można określić przybliżonym wzorem:

$$p_{sk} = 0{,}5 l_k \cdot R_{cmin} / (r_o + l_k/2) \qquad (7)$$




Teoretyczne kształtowanie się podporności pierścienia skalnego skotwionego kotwiami o długości zakotwienia 2,6m w skale o $R_c$ = 30 MPa przy średnicy wyrobiska 11,4m przy zmiennym współczynniku osłabienia skał w masywie.

Powłokę kotwiowo - betonową sprawdza się dodatkowo na ścinanie wyrażeniem:

$$T_{Nk} + T_c + T_{bnat} + T_{zb} > p_{obl} \cdot r \cdot b \qquad (8)$$

gdzie

$T_{Nk} = \frac{N_{ks} \cdot l_1}{\sqrt{a^2 + l_1^2}} tg(\phi)$ - siła ścinająca skotwiony górotwór,

$T_c = 0{,}03 \cdot f \cdot b \cdot \sqrt{a^2 + l_1^2}$ - siła oporu kohezji pierścienia skalnego,

$T_{bnat} = 4 \cdot g \cdot b \cdot f_{ctd}$ - siła ścinająca beton natryskowy o grubości $g$

$T_{zb} = 0{,}6 \cdot f_{yd} \cdot F_{zbr} \cdot 0{,}8$ - siła przenoszona przez zbrojenie stalowe,

$N_{kr} = p_{obl}( r + 0.5\, l_1) \cdot b$ – siła osiowa w skotwionym sklepieniu,

$p_{obl}$ – obciążenie obliczeniowe.

Sprawdzenie warunku nieprzekroczenia przez odkształcenia górotworu nadmiernych wydłużeń prętów kotwiowych przeprowadzono według wzoru :

$$\frac{1-\nu_g}{E_g} \cdot (p_z - p_g) \cdot \frac{r_L^2}{r_L \cdot (r_w + l_c)} \leq 0{,}02$$

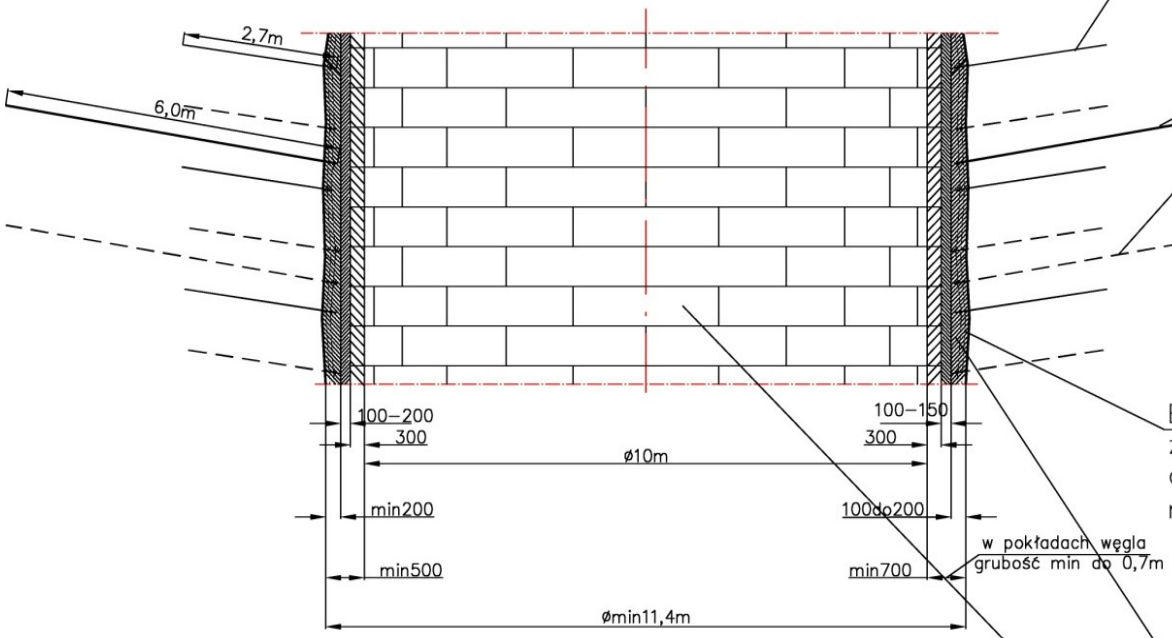
PN-G-05600

Podziemne wyrobiska korytarzowe i komorowe

**Obudowa powłokowa**

Zasady projektowania i obliczeń statycznych

# OBUDOWA OSTATECZNA




Kotwy prętowe ø22mm–2,7m
wklejane w siatce max 1x0,8m

Kotwy samowiertne lub strunowe iniekcyjne ø32mm –6,0m w siatce min 1,5x1,5m do 2x2m w pokładach węgla 1,5x1,5m z zabudową zbrojenia z prętów stalowych ø 25mm. Iniekcja POLIURETAN Marithan przy ciśnieniu min 60MPa.

Beton natryskowy wykonywany technologią na mokro zbrojony siatkami stalowymi ciągłymi z drutu o średnicy min. ø4mm i oczkach max 50x50. Beton natryskowy o wytrzymałości końcowej klasy C30/37.

Pierścień z betonu klasy C20/25 układany za panele wiążący je z górotworem i między sobą w poziomie i pionie.

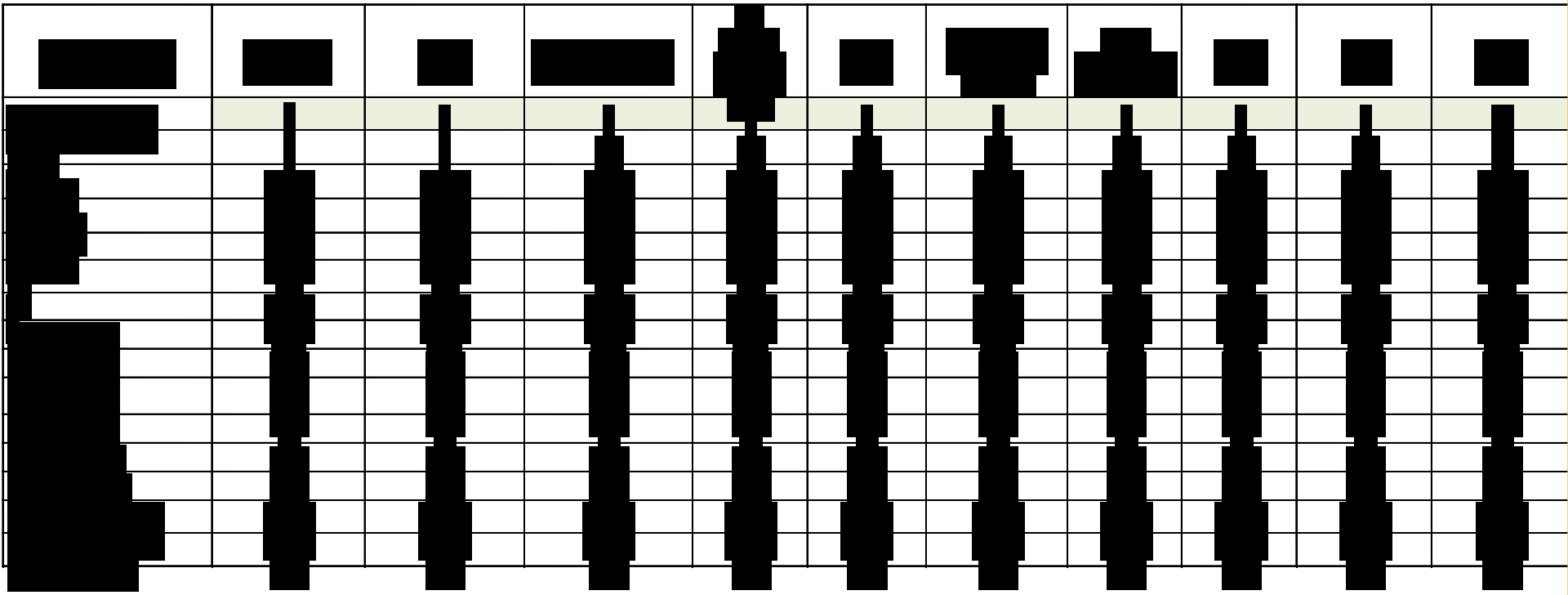
Panele żelbetowe w liczbie 14 sztuk w pierścieniu łączone na styk lub cinką spoinę. Beton klasy C40/50 MPa.

**Połączenie pierścieni z segmentów żelbetowych z betonu C40/50 z obudową wstępną pierścieniem z betonu klasy C20/25**

| | |
|---|---|
| RYS. 5.8 | Połączenie pierścieni z segmentów żelbetowych z betonu C40/50 z obudową wstępną pierścieniem z betonu klasy C20/25 |
| P.P.–W "PRO–KOM" GŁUCH PIOTR | |

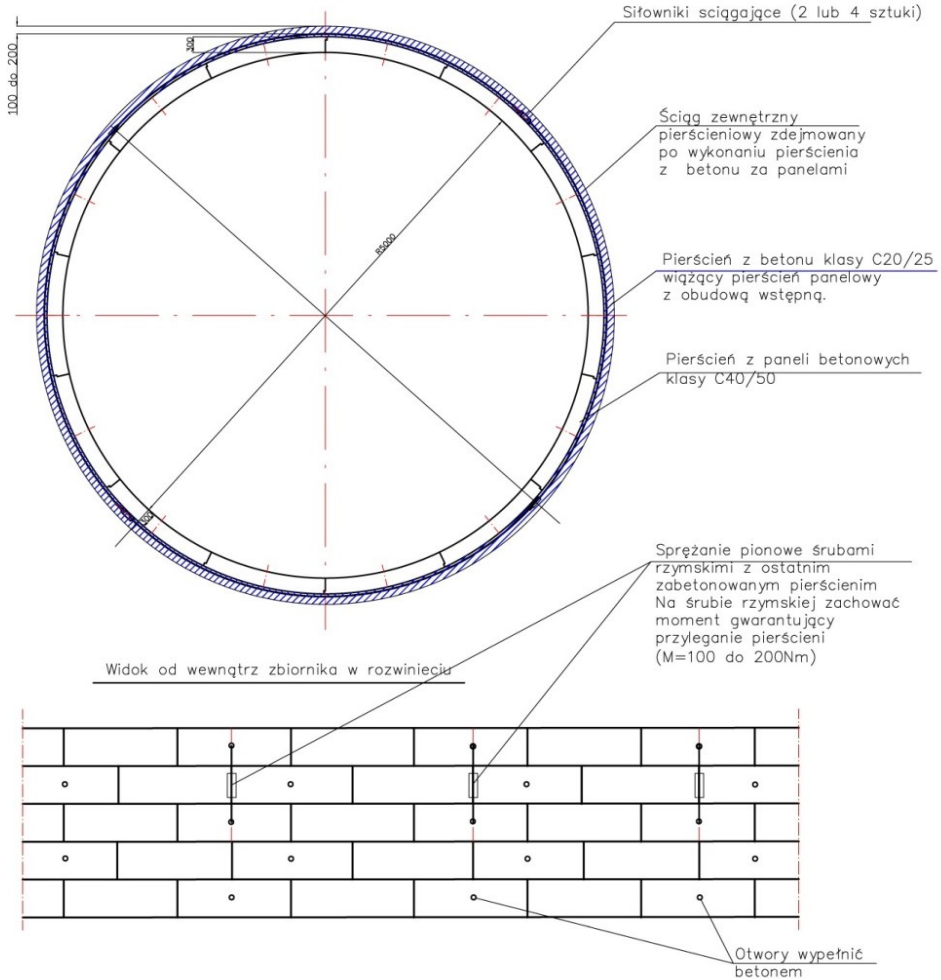
Obliczenia grubości muru obudowy z paneli $d_p$ dla klas betonu: - C30/37 - C35/45, - C40/50, - C45/55

Tablica 5.5.



Uwzględniając nośność obudowy wstępnej (w pokładach węgla i łupku z laminami węgla) wykonana jest obudowa wstępna o zwiększonej grubości ( min. 0,5m) ostateczną grubość obudowy panelowej zaprojektowano na wielkość **30cm z betonu klasy C40/50**

## 14 segmentów w pierścieniu




Technologia sprężania obudowy panelowej (segmentów):

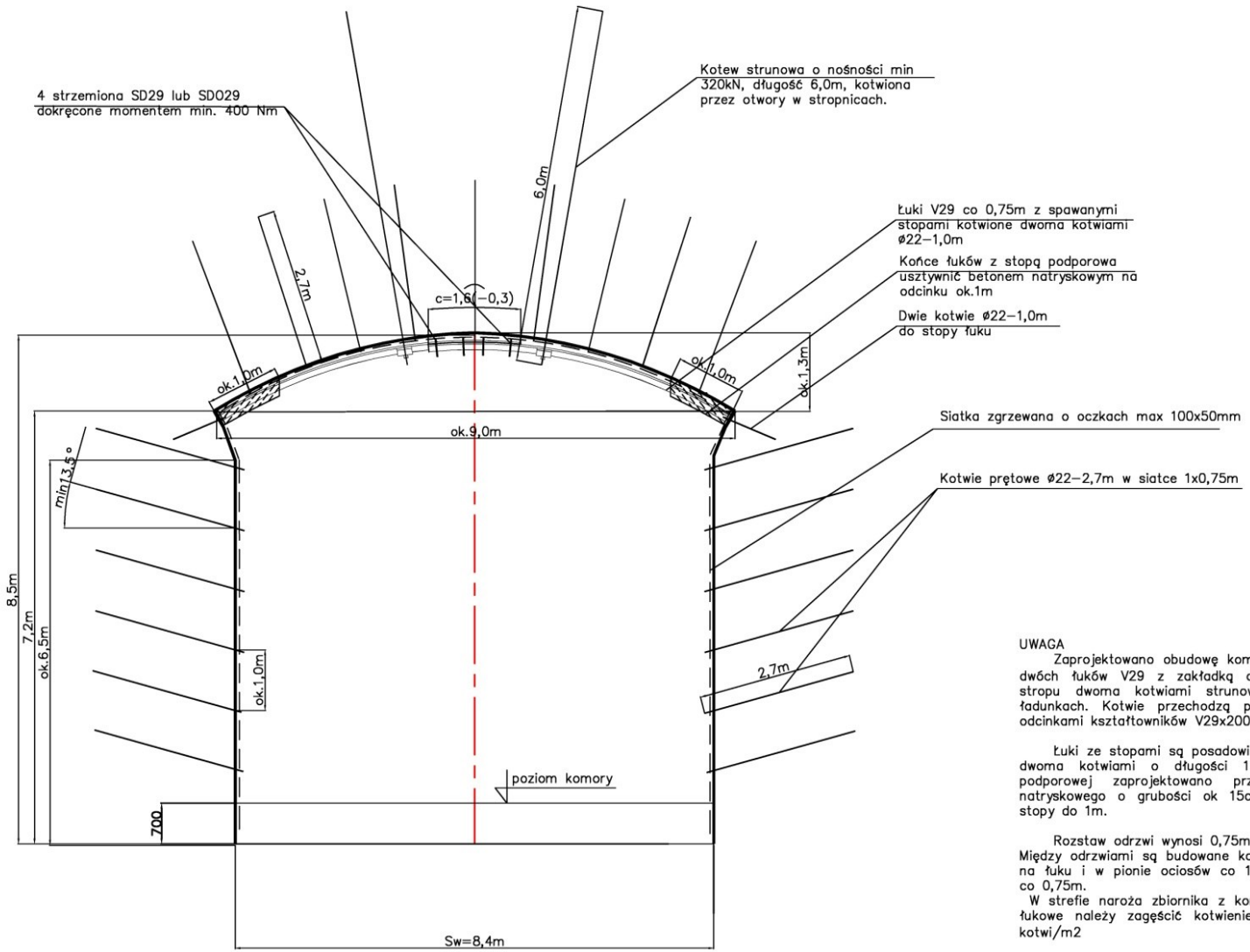
1. Sprężanie w poziomie uzyskuje się ściągiem zewnętrznym obwodowym za pomocą dwóch lub czterech siłowników ściągających siłą minimum 50 kN na obwodzie.
2. Sprężenie w pionie zapewnia ciężar segmentów, alernatywnie śruby rzymskie
3. Sprężone segmenty w poziomie pierścienia są betonowane do wysokości ściągu obwodowego obudowa zachowuje sprężenie poprzez beton klasy C20/25 podawany między panele, a obudowę wstępną zbiornika.

**UWAGA!!**
**W rozwiązaniu zastosowano sprężanie konstrukcji obudowy panalowej przez jej betonowanie zewnetrzne po wykonaniu naciągu obwodowego i pionowego gwarantujące uzyskanie najkorzystniejszej współpracy z górotworem poprzez obudowę wstępną.**

| | |
|---|---|
| RYS. 6.1 | Pierścień z paneli (segmentów) żelbetowych sprężany na obwodzie i w pionie dla zbiornika retencyjnego o średnicy ø10m |
| P.P.–W "PRO–KOM" GŁUCH PIOTR | |







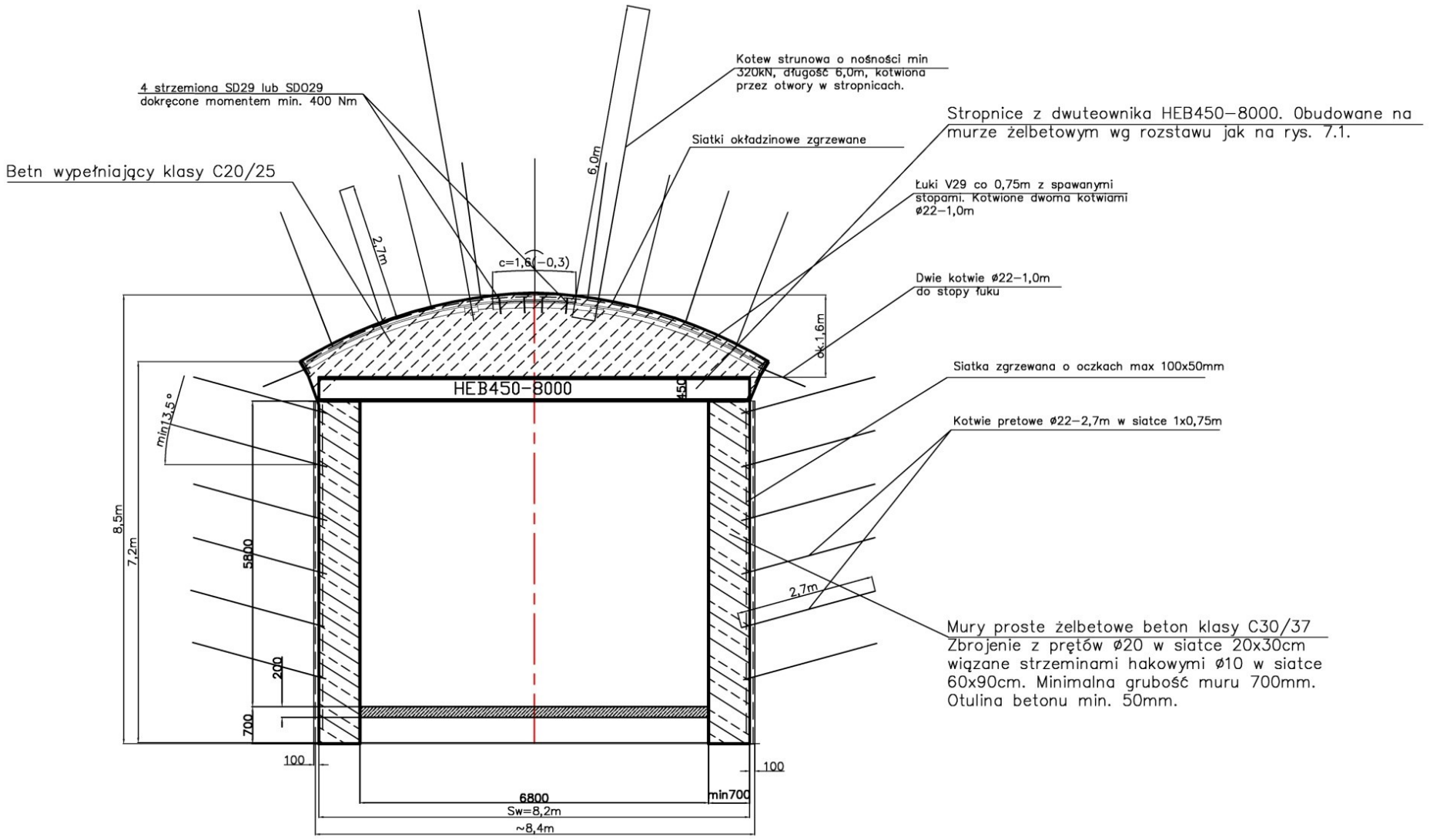

UWAGA

Zaprojektowano obudowę komory w części stropowej złożonej z dwóch łuków V29 z zakładką cst=1,6 (–0,3m) przykotwionej do stropu dwoma kotwiami strunowymi wklejanymi na minimum 3 ładunkach. Kotwie przechodzą przez otwory wzmocnione krótkimi odcinkami kształtowników V29x200.

Łuki ze stopami są posadowione na piaskowcu z przykotwionymi dwoma kotwiami o długości 1m. Dodatkowa stabilizację stopy podporowej zaprojektowano przez wykonanie warstwy betonu natryskowego o grubości ok 15cm na odcinku łuku liczonego od stopy do 1m.

Rozstaw odrzwi wynosi 0,75m.
Między odrzwiami są budowane kotwie z siatkami w siatce kotwienia na łuku i w pionie ociosów co 1,0m, w rzędach między odrzwiami, co 0,75m.
W strefie naroża zbiornika z komorą, gdzie występują cztery kliny łukowe należy zagęścić kotwienie stropu do uzyskania 2 do 2,5 kotwi/m2

| | |
|---|---|
| RYS. 9.1 | Rozwiązanie obudowy wstępnej komory pod zbiornikiem retencyjnym |
| P.P.–W "PRO–KOM" GŁUCH PIOTR | |




| RYS. 9.2 | Przekrój przez obudowę ostateczn pod komorą zbiornika |
|---|---|
| P.P.–W "PRO–KOM" GŁUCH PIOTR | |


PPG

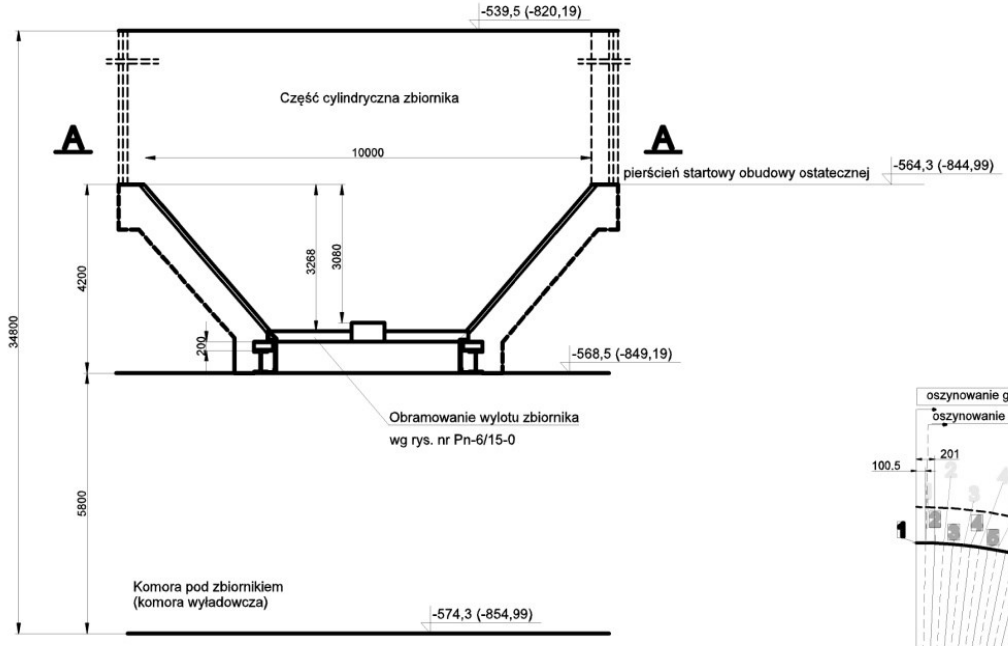


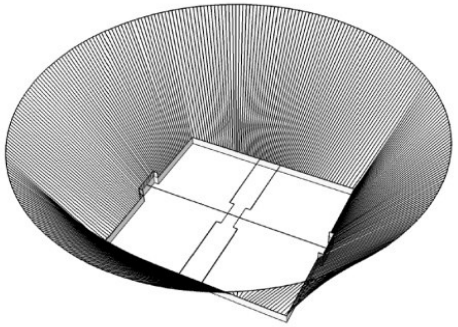


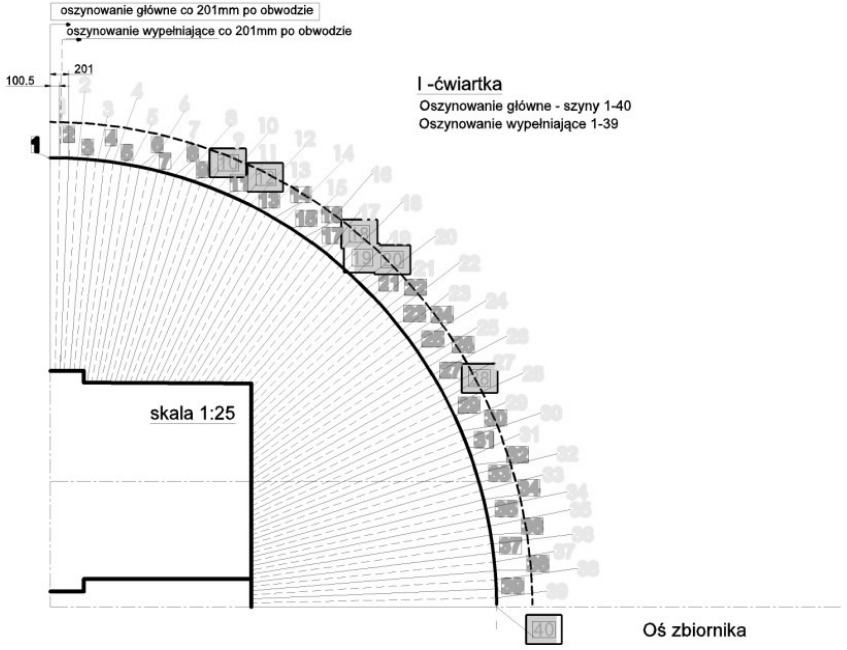






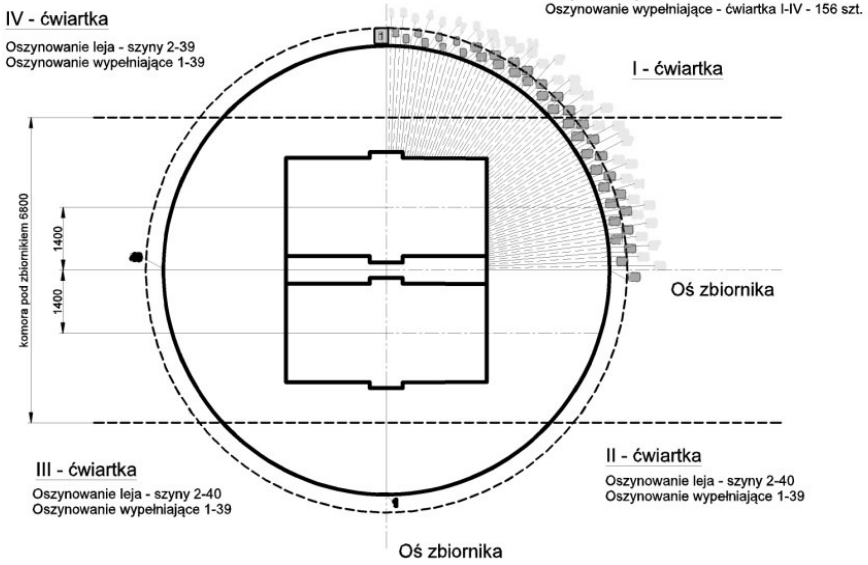





Wykładka leja z szyn min S-24. Dopuszcza się stosowanie szyn większych lub szyn kolejowych ( z odzysku )

## A-A




| 1-40 | 316 | Szyna S-24 | 167-2SSHB | - | 31720 | PN-H-93402:1979 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Poz | Ilość | Wyszczególnienie | Materiał | jend. Masa kg | całk. | Uwagi |
| Rys. 7.2. | | P.P.-W "PRO-KOM" GLUCH PIOTR | Oszynownie leja zbiornika retencyjnego | | | |




3











# WNIOSKI

Tradycyjne technologie wykonywania obudowy zbiorników retencyjnych czy szybu w postaci płaszcza betonowego w odsłoniętym robotami strzałowymi ociosie nie zabezpiecza górotworu przed wystąpieniem spękań, rozwarstwień czy odspojeń, co przy wykonywaniu obudowy monolitycznej betonowej nie zapewnia jej zespolenia z górotworem i uzyskania korzystnej współpracy w przenoszeniu działających obciążeń. Niekorzystną cechą obudowy betonowej monolitycznej jest długi czas jej dojrzewania i twardnienia do momentu  uzyskania wytrzymałości ostatecznej.

Uzyskanie wytrzymałej konstrukcji obudowy w warunkach dużej głębokości wymaga zastosowania systemu obudowy powiązanej (zespolonej) z górotworem poprzez kotwienie i stworzenie wraz ze zbrojonym betonem natryskowym lub dodatkową konstrukcją stalową (odrzwiami) obudowy wstępnej pozwalające na:

- zmniejszenie odprężenia ociosu skalnego szybu,
- niedopuszczenie do zmniejszenia parametrów wytrzymałościowych górotworu,
- ograniczenie nierównomiernych obciążeń działających na obudowę ostateczną przy dużej zmienności warstw skalnych.

Rozwiązanie obudowy zespolonej z górotworem z wykonywaniem pierścieni wzmacniających w słabych warstwach górotworu na podstawie uzyskanych doświadczeń praktycznych jest korzystnym rozwiązaniem zapewniającym bezpieczeństwo i efektywne wykonanie obudowy ostatecznej szybu czy zbiornika retencyjnego

Zastosowanie do rozwiązania obudowy zbiornika retencyjnego, obudowy panelowej wykonywanej w kierunku z dołu do góry po wykonaniu zbiornika w obudowie wstępnej pozwala zapewnić obudowie panelowej sprężenie technologiczne pracujące pewnie w fazie bezpośrednio po montażu, które zwiększa się po zadziałaniu na obudowę obciążenia ostatecznego.

# Dziękuję za uwagę

AKADEMIA GÓRNICZO-HUTNICZA
IM. STANISŁAWA STASZICA W KRAKOWIE

# Sposoby zabezpieczenia stateczności wyrobisk przyścianowych w ukraińskich kopalniach węgla kamiennego

Wykonał: mgr inż. Stanislav Rodzin (AGH w Krakowie)
dr hab. inż. Ivan Sakhno (Ukraina)

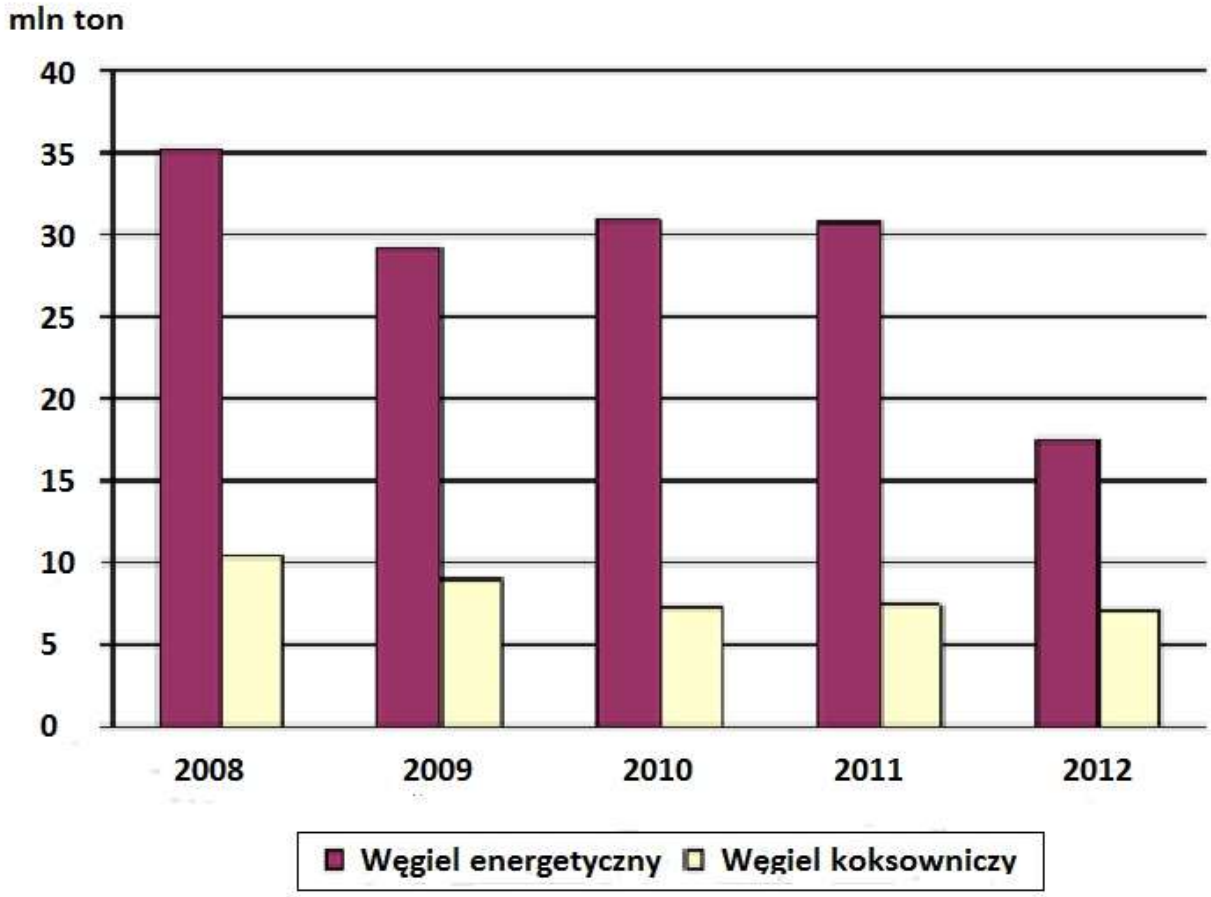
# PLAN

1. Wprowadzenie.
2. Aktualność tematu.
3. Systemy eksploatacji stosowane na kopalniach Donbasu
4. Wzmocnienia obudowy za frontem ściany
5. Wnioski
6. Literatura

# WPROWADZENIE

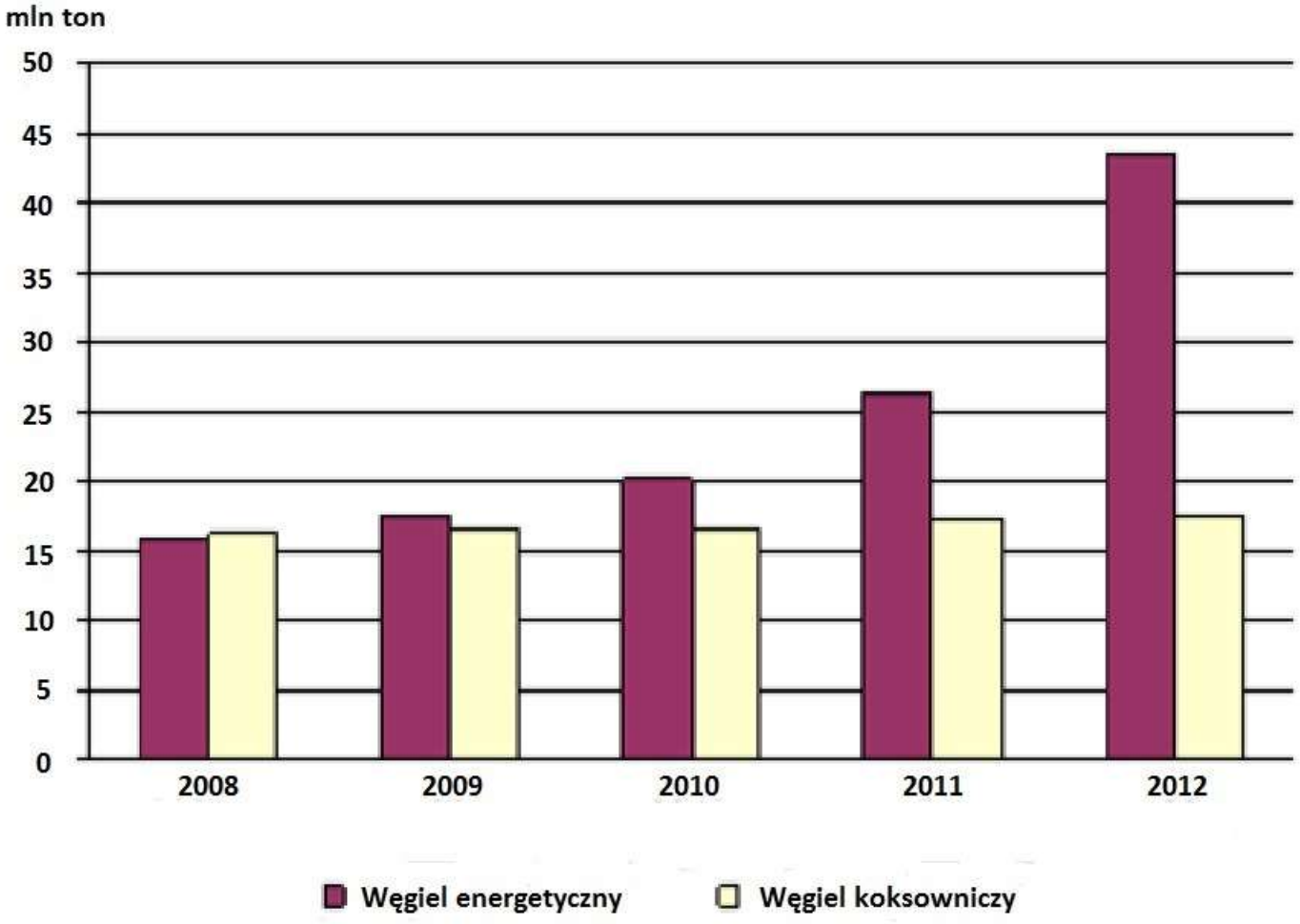
**Jedynym paliwem kopalnym, które występuje na Ukrainie w dostatecznej ilości dla wewnętrznych potrzeb energetycznych jest węgiel kamienny.**
**W zabezpieczeniu energetycznej niezależności wydobycie węgla kamiennego odgrywa stategiczne znaczenie.**

# Dynamika wydobycia węgla kamiennego w państwowych koplniach Ukrainy




**Statystyka do działań wojennych na Donbasie**

# Dynamika wydobycia węgla kamiennego w prywatnych koplniach Ukrainy




**Statystyka do działań wojennych na Donbasie**

# WPROWADZENIE

**Toteż priorytetowym dla Ukrainy, która posiada znaczne zasoby węgla kamiennego, jest:**

- **rozwój nowoczesnych i wydajnych technologii wydobycia tej kopaliny**
- **utrzymywania wyrobisk górniczych**

# WPROWADZENIE

**Jednak stan większości kopalń węgla nie dorównuje światowemu poziomowi. Potrzebna jest:**

- **modernizacja**
- **wprowadzenia nowoczesnych rozwiązań technicznych i technologicznych**

**Jednym z najważniejszych problemów ukraińskich kopalń jest niezadawalający stan wyrobisk górniczych, zwłaszcza przygotowawczych.**

# AKTUALNOŚĆ TEMATU

Ze wzrostem głębokości eksploatacji w ukraińskich kopalniach węglowych obserwowane jest pogorszenie stanu wyrobisk przyścianowych. Średnia głębokość robót górniczych przekroczyła **800 [m]**, a łączna długość utrzymywanych wyrobisk wyniosła około **500 [km]**. W złym stanie pozostaje około **90 [km]**

# Esploatacyjny stan wyrobisk przyścianowych

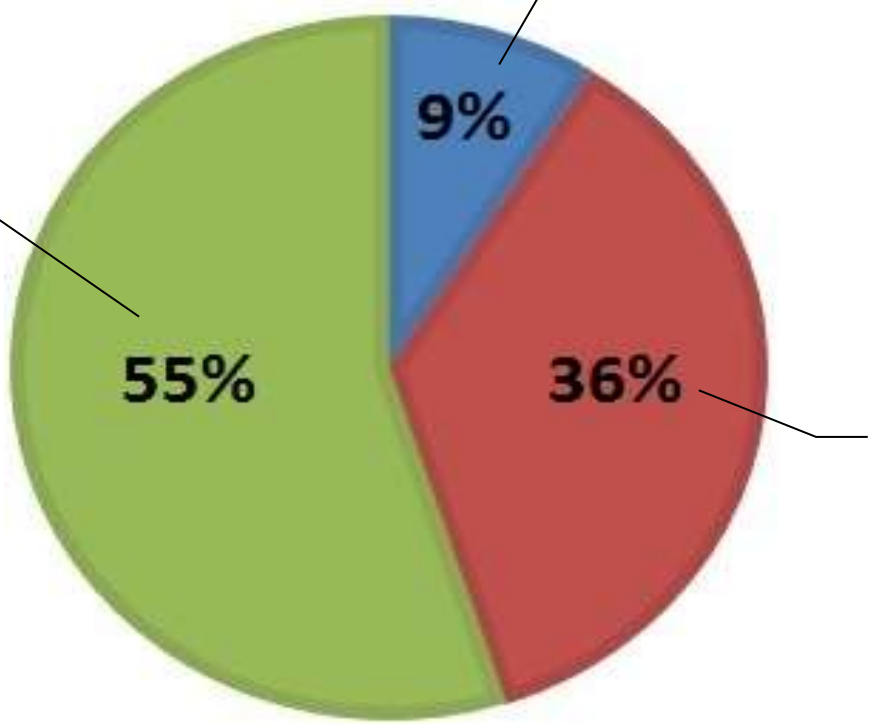
| Stan na: | Łączna długość utrzymywanych wyrobisk [km] | Długość wyrobisk w stanie niezadawalającym według przepisów BHP z uwagi o parametry przekroju poprzecznego: | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | łącznie | | w tym, [km]: | | |
| | | km | % | Z przekroju poprzecznego wyrobiska | Z wysokości wyrobiska | Z odstępów ruchowych i wymiarów przejścia dla ludzi |
| 01.01.07 | 530,28 | 102,27 | 19,3 | 54,79 | 13,00 | 34,48 |
| 01.01.08 | 480,15 | 92,70 | 19,3 | 52,64 | 12,43 | 27,63 |
| 01.01.09 | 455,15 | 93,00 | 19,1 | 52,50 | 12,40 | 28,10 |
| 01.01.10 | 426,07 | 89,69 | 21,0 | 53,78 | 12,17 | 23,74 |
| 01.01.11 | 419,92 | 93,27 | 22,2 | 55,53 | 12,11 | 25,63 |
| 01.01.12 | 410,20 | 92,80 | 22,6 | 57,10 | 12,10 | 23,60 |
| 01.01.13 | 402,56 | 93,10 | 23,1 | 56,80 | 11,70 | 24,60 |
| 01.01.14 | 388,25 | 88,90 | 22,8 | 52,40 | 12,40 | 24,10 |

**Statystyka do działań wojennych na Donbasie**

# Systemy eksploatacji stosowane na kopalniach Donbasu

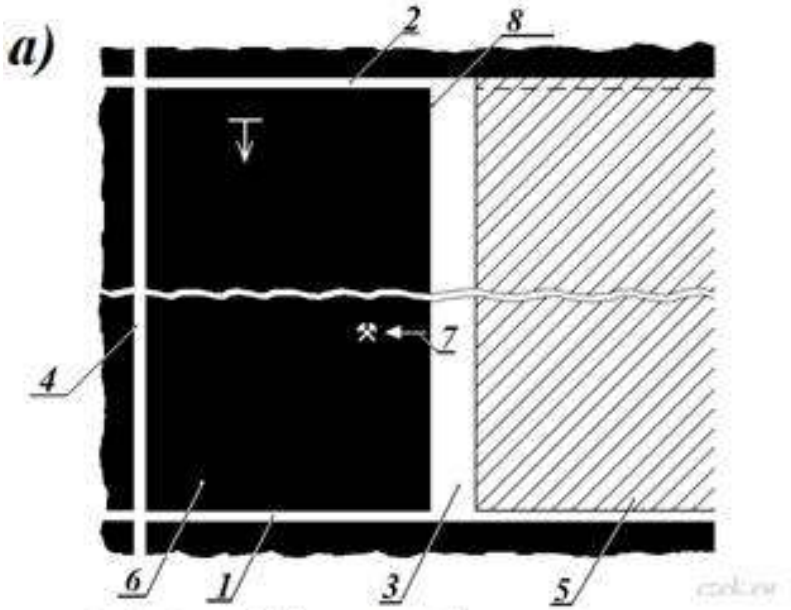
System ścianowy z drążeniem chodników za frontem ściany (kierunek eksploatacji do pola)

System ścianowy z poprzednim okoturowaniem pola (kierunek eksploatacji od pola)

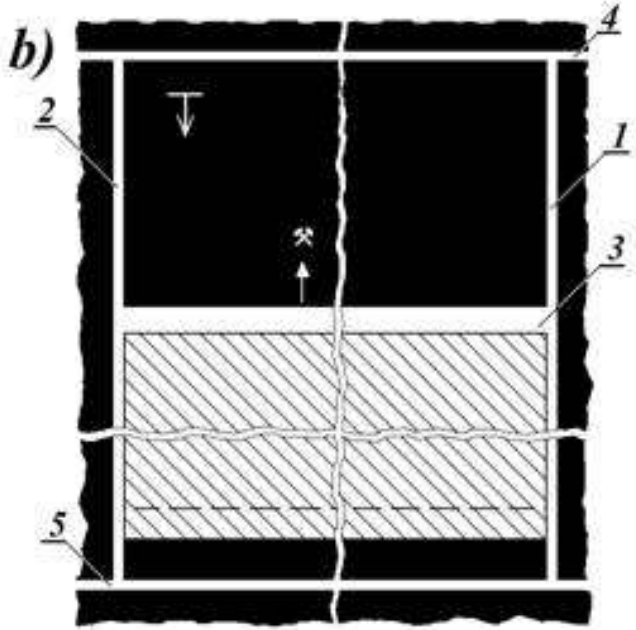



System ścianowy z ochroną chodnika w zawale i jego powtórnego wykożystania (kierunek eksploatacji od pola)

# System ścianowy z poprzednim okoturowaniem pola



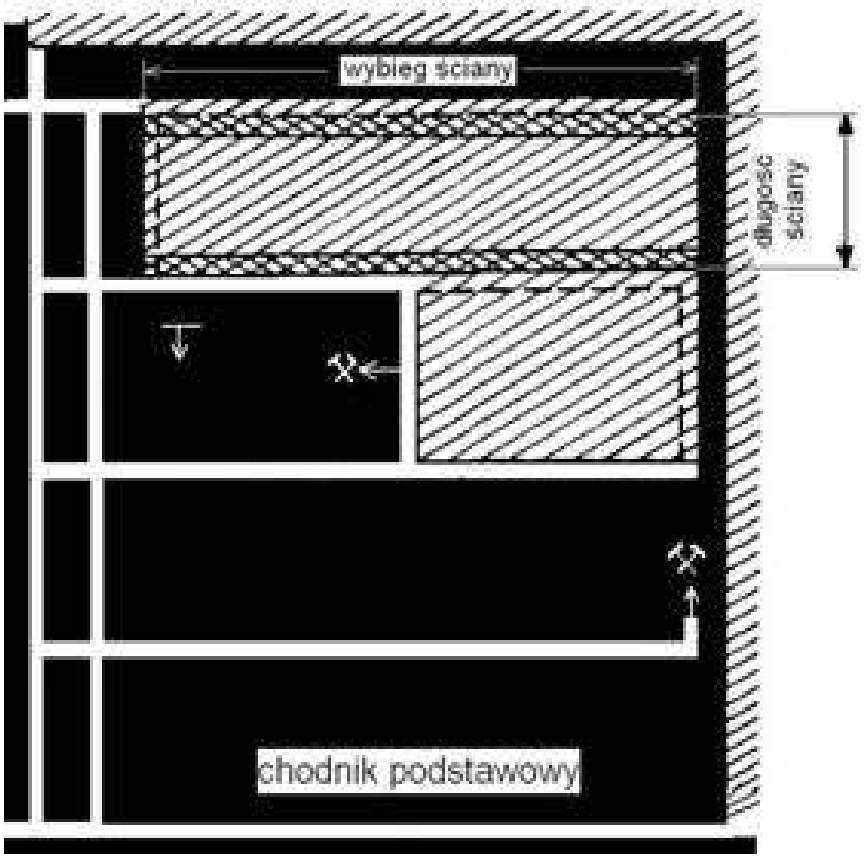

1 - chodnik podścianowy (odstawczy)
2 - chodnik nadścianowy (wentylacyjny, transportowy)
3 - przecinka ścianowa
4 - pochylnia
5 - zawał lub podsadzka
6 - calizna węglowa
7 - kierunek eksploatacji
8 - czoło ściany

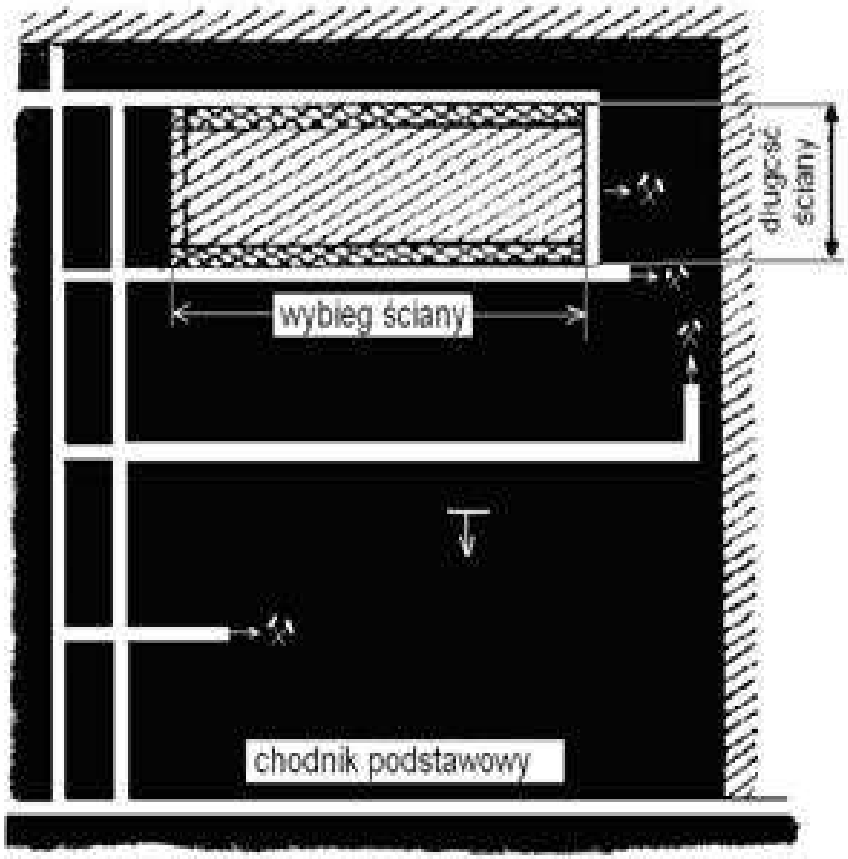



1 - pochylnia odstawcza
2 - pochylnia wentylacyjna (transportowa)
3 - przecinka ścianowa
4 - chodnik wentylacyjny (trannsportowy)
5 - chodnik odstawczy

[Źródło: http://www.czek.eu]

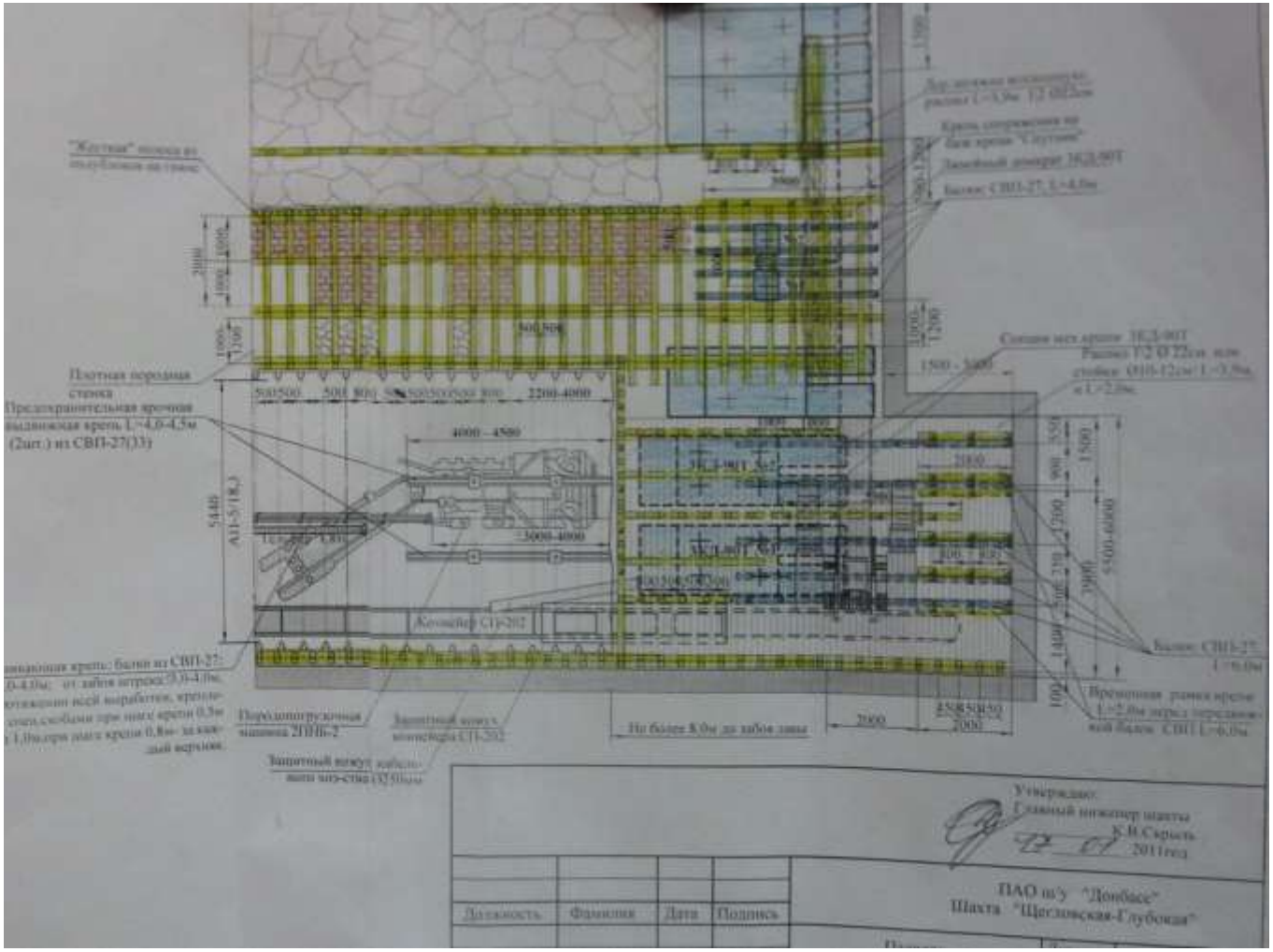
# System ścianowy z ochroną chodnika w zawale i jego powtórnego wykożystania




[Źródło: http://www.czek.eu]

# System ścianowy z drążeniem chodników za frontem ściany




[Źródło: opracowanie własne]

# System ścianowy z drążeniem chodników za frontem ściany



[Źródło: opracowanie własne]

# Systemy eksploatacji stosowane na kopalniach Donbasu

Analiza wskazuję, że przy stosowaniu tych systemów ekspolatacji w **91%** wypadków koneczny jest utrzymanie chodników przyścianowych za frontem robót eksploatacyjnych.

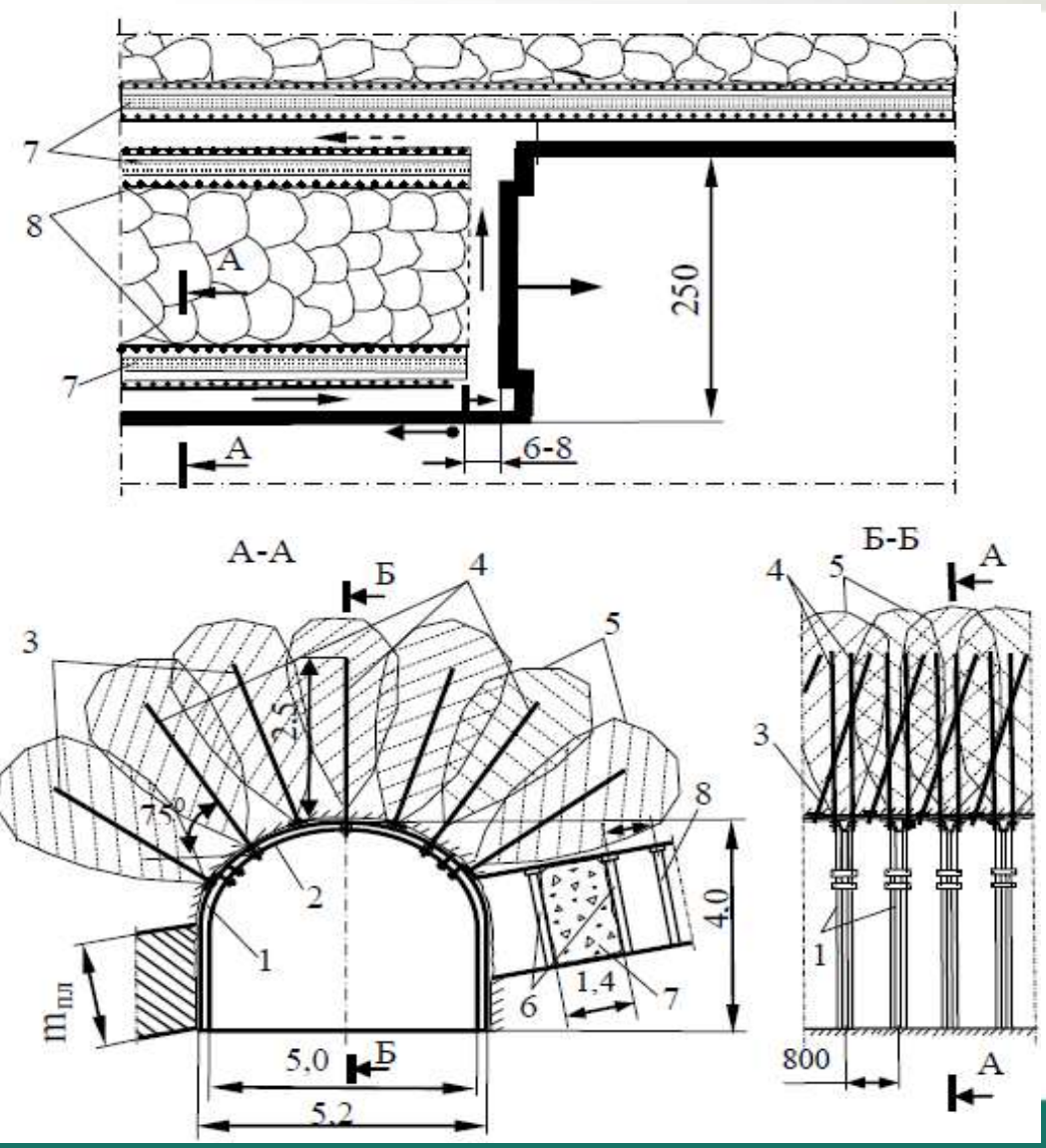
# Rodzaj obudowy oraz jej procentowe stosowanie w wyrobiskach przygotowawczych oraz udostępniających

| Rodzaj obudowy | 2010 r. | 2012 r. | 2013 r. | 2014 r. |
|---|---|---|---|---|
| Łukowa podatna | 90,2 | 90,2 | 90,2 | 90,4 |
| Obudowa betonowa | 4,4 | 4,5 | 4,6 | 4,8 |
| Obudowa kotwiowa | 0,01 | 0,01 | 0,01 | 0,007 |
| Inne | 5,39 | 5,29 | 5,19 | 4,8 |
| Łącznie | 100,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 |

# Konstrukcję ochronne najczęściej stosowane w zawale

| lp. | Rodzaj ochrony wyrobiska | Stosowanie sposobu, % |
|---|---|---|
| 1 | Pasy monolityczne ze spoiwa wiążącego | 3 |
| 2 | Bloki zelbetowe | 20 |
| 3 | Pół-bloki skalne | 7 |
| 4 | Bloki gazobetonowe | 3 |
| 5 | Filary ochronne | 3 |
| 6 | Stosy drewniane wypełnione skałą płonną | 10 |
| 7 | Stosy drewniane | 7 |
| 8 | Pasy kamienne ze skały płonnej | 47 |

# Pasy monolityczne ze spoiwa wiążącego




1 – noga obudowy łukowej,
2 – stropnica obudowy łukowej,
3 – radialnie-nachylone kotwy stalowe z polimerów;
4 – parzyste kotwy-podciągi;
5 – strefa rozpowszechnienia smoły-pianki poliuretanowej;
6 – dwurzędowa obudowa organowa ze stojaków w postaci deskowania;
7 – pas monolityczny;
8 – obudowa organowa ze stojaków „obcinająca”

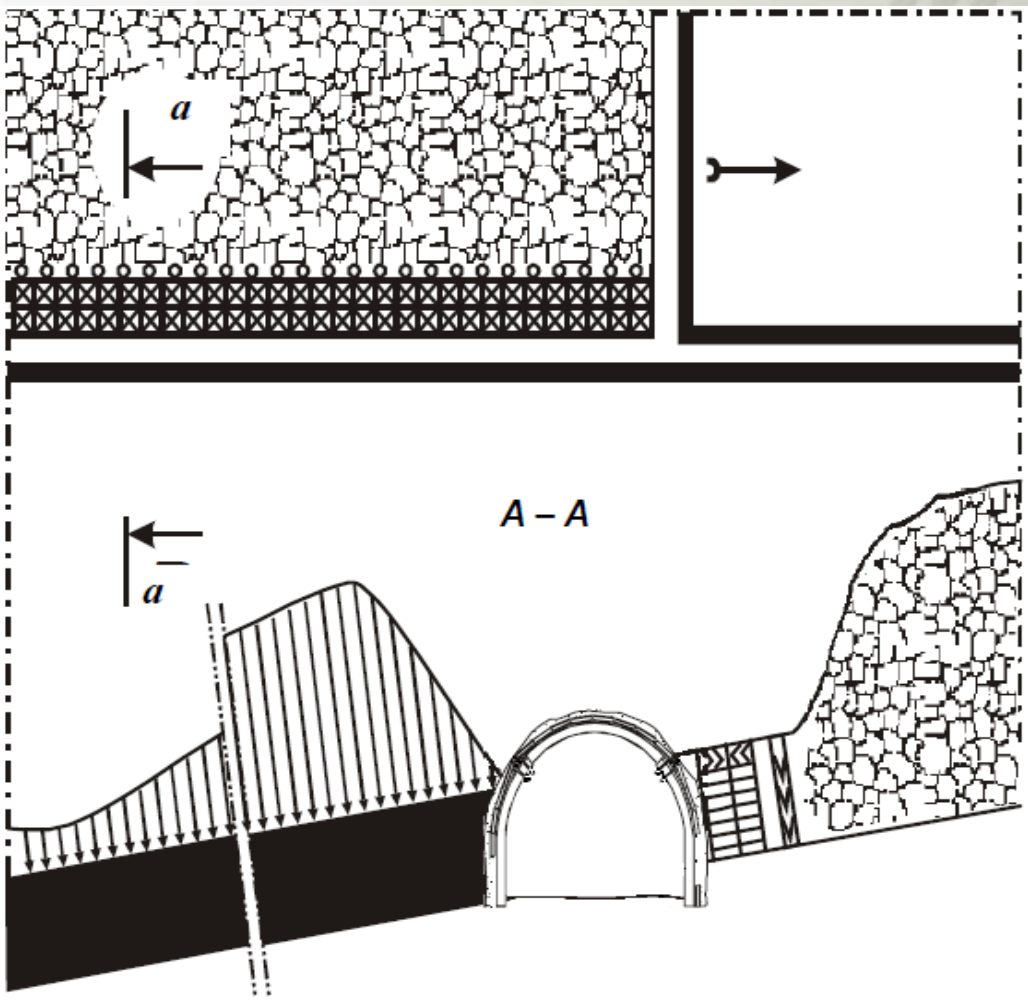
# Pasy monolityczne ze spoiwa wiążącego





KWK „Krasnoarmejskaja-Zapadnaja №1”

# Bloki zelbetowe



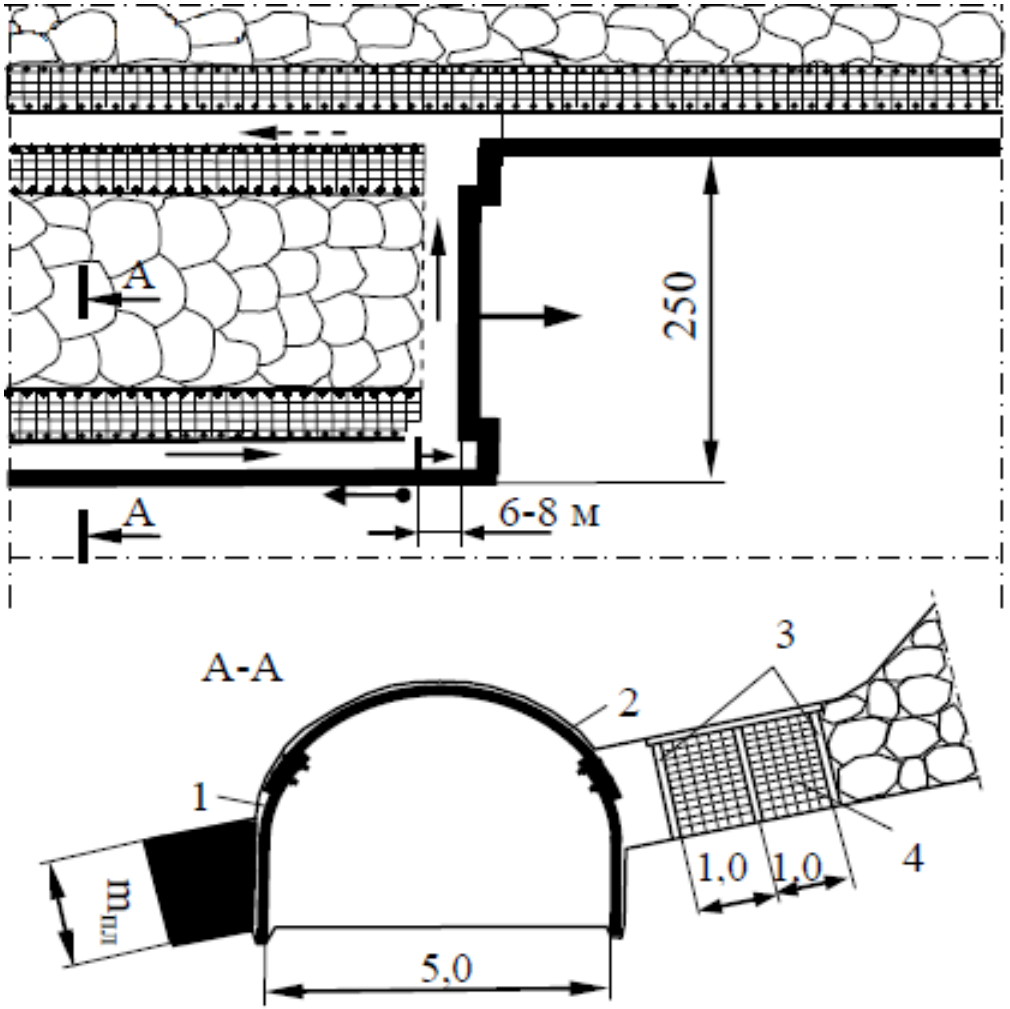

Ochrona wyrobiska blokami żelbetowymi

# Bloki zelbetowe



Ochrona wyrobiska blokami żelbetowymi
[Źródło: http://minovaukraine.com/news/show/35/]

# Pół-bloki skalne




1 – noga obudowy łukowej;
2 – stropnica obudowy łukowej;
3 – obudowa organowa ze stojaków;
4 – pół-bloki skalne

# Pół-bloki skalne



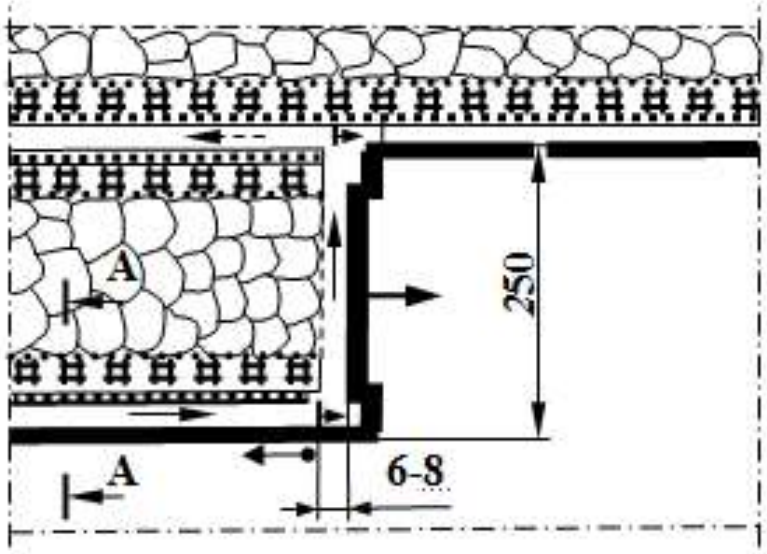
Ochrona wyrobisk przyścianowych pół-blokami skalnymi

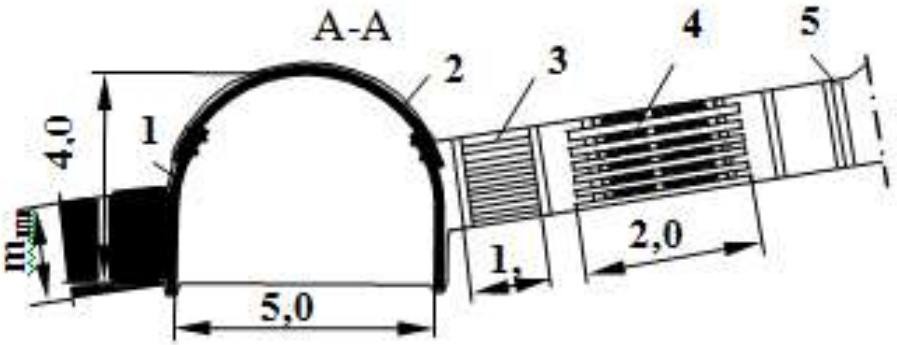
# Pół-bloki skalne



Ochrona wyrobisk przyścianowych pół-blokami skalnymi [Źródło:[48]]

# Stosy drewniane




1 – noga obudowy łukowej, 2 – stropnica obudowy łukowej, 3 – ściana z kłod,
4 – stos drewniany(klatka drewniana) wypełniony skałą płonną,
5 – obudowa organowa obcinająca(szereg stojaków drewnianych) [Źródło:[59]]

# Stosy drewniane





Ochrona wyrobisk stosami drewnianymi. Zdjęcia poglądowe

# Stosy drewniane



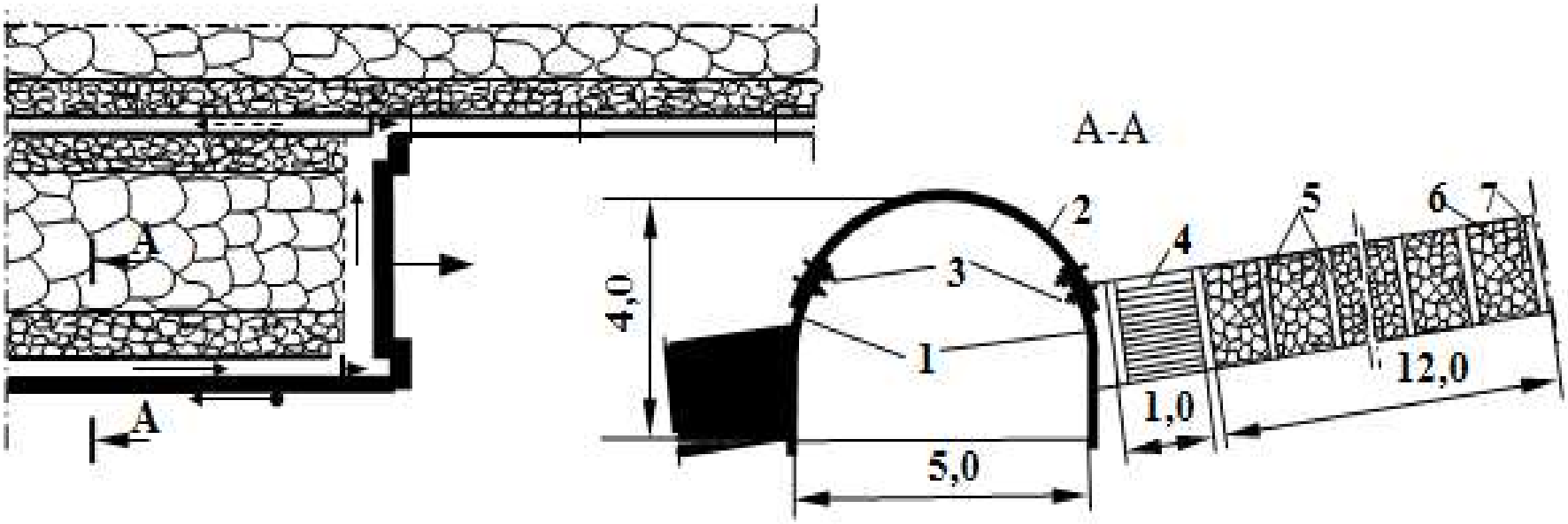


Ochrona wyrobisk stosami drewnianymi. Zdięcia poglądowe.
[Źródło: opracowanie własne]

# Bloki gazobetonowe

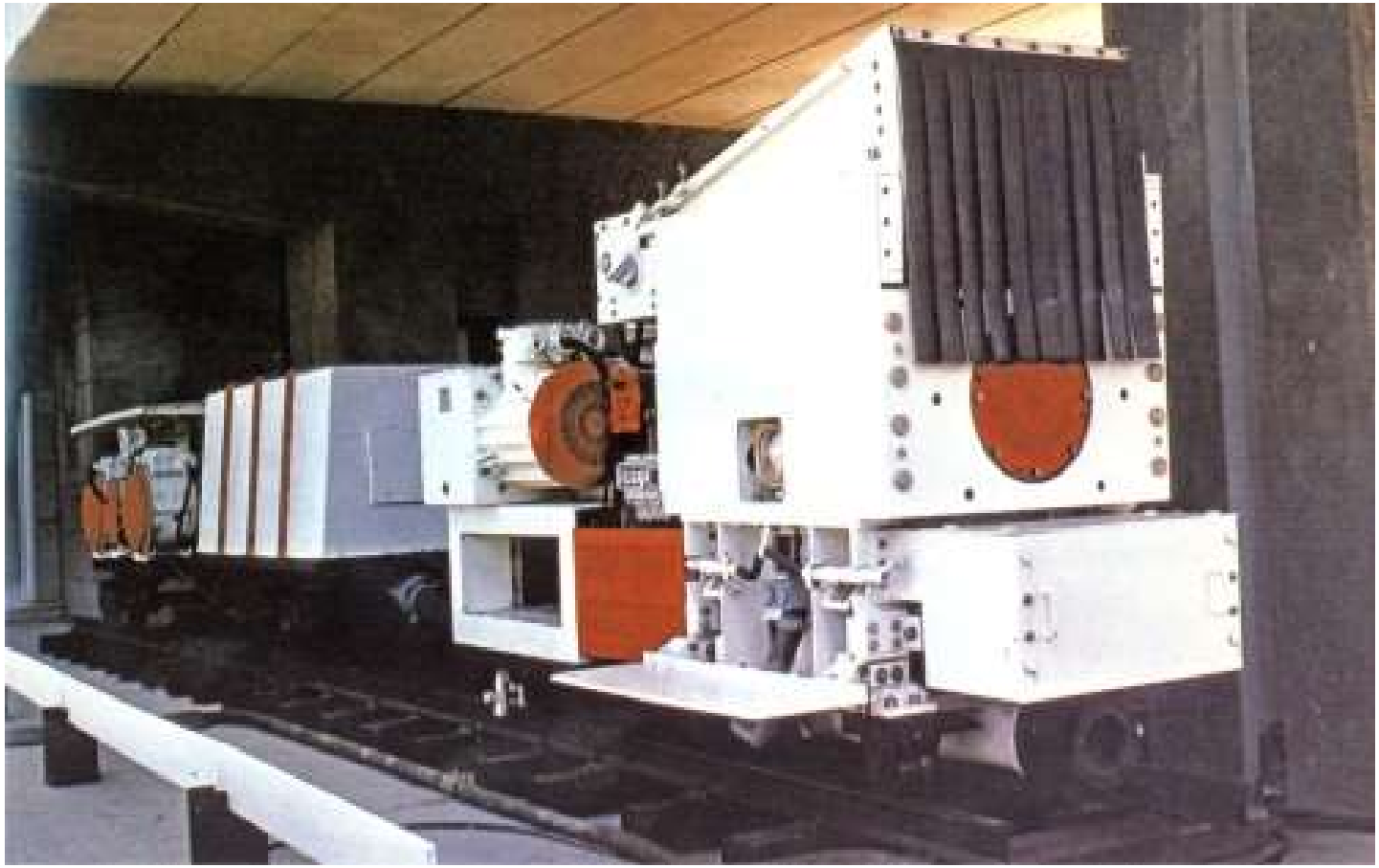


# Pasy kamienne ze skały płonnej




1 – noga obudowy łukowej, 2 – stropnica obudowy łukowej, 3 – zamki obudowy; 4 – ściana z kłod; 5 – stojaki obudowy drenianej, 6 – pas kamienny(podsadzkowy) z skały płonnej od drążenia chonika przenośnikowego, 7 – obudowa organowa obcinająca(szereg stojaków drewnianych) [Źródło:[59]]

# Pasy kamienne ze skały płonnej



Podsadzkowy kompleks „Tytan-1”

# Pasy kamienne ze skały płonnej



# Pasy kamienne ze skały płonnej



# Poglądowe zdjęcia  stanu wyrobisk w kopalniach państwosych



**Kopalnia „Jużnodonbasskaja №3”, głębokość 920 [m]**
[Źródło:opracowanie własne]

# Poglądowe zdjęcia  stanu wyrobisk w kopalniach państwosych



**Kopalnia „im. M.I. Kalinina”, głębokość 1200 [m]**

[Źródło:opracowanie własne]

# Poglądowe zdjęcia  stanu wyrobisk w kopalniach państwosych



**Kopalnia „im. M.I. Kalinina”, głębokość 1200 [m]**
[Źródło:opracowanie własne]

# Poglądowe zdjęcia  stanu wyrobisk w kopalniach państwosych



**Kopalnia „im. E.T. Abakumowa” spółka DUEK, głębokość 600 [m]**
[Źródło:opracowanie własne]

# Poglądowe zdjęcia  stanu wyrobisk w kopalniach państwosych



**Kopalnia „Jużnodonbasskaja №3”, głębokość 820 [m]**

[Źródło:opracowanie własne]

# Poglądowe zdjęcia  stanu wyrobisk w kopalniach państwosych



**Kopalnia „im. M.I. Kalinina ” stan wyrobiska w odległości 120 [m] za frontem robót eksploatacyjnych** [Źródło:opracowanie własne]

# Poglądowe zdjęcia  stanu wyrobisk w kopalniach państwosych



**Kopalnia „im. M.I. Kalinina ” stan wyrobiska przenośnikowego w odległości 120 [m] za frontem robót wybierkowych bez zastosowania obudowy wzmocniania**
[Źródło:opracowanie własne]

# Poglądowe zdjęcia  stanu wyrobisk w kopalniach państwosych



**Kopalnia „im. M.I. Kalinina ” stan wyrobiska w odległości 60 [m] za frontem robót wybierkowych przy zastosowaniu stojaków drewnianych oraz bełki podłużnej**

[Źródło:opracowanie własne]

# Pąglądowe zdjęcia  stanu wyrobisk w kopalnich państwosych



**Kopalnia „im. M.I. Kalinina ” stan wyrobiska w odległości 30 [m] za frontem robót eksploatacyjnych** [Źródło:opracowanie własne]

# Poglądowe zdjęcia  stanu wyrobisk w kopalniach państwosych



**Kopalnia „im. M.I. Kalinina ” stan wyrobiska w odległości 60 [m] za frontem robót eksploatacyjnych** [Źródło:opracowanie własne]

# Poglądowe zdjęcia  stanu wyrobisk w kopalniach prywatnych





KWK „Zapadno-Donbasskaja” Sp. DTEK



KWK „Stepnaja” Sp. DTEK





KWK „Stepnaja” Sp. DTEK



KWK „Stepnaja” Sp. DTEK

# Poglądowe zdjęcia  stanu wyrobisk w kopalniach prywatnych



KWK „Zapadno-Donbasskaja” Sp. DTEK





KWK „Zapadno-Donbasskaja” Sp. DTEK



KWK „Zapadno-Donbasskaja” Sp. DTEK



KWK „Zapadno-Donbasskaja” Sp. DTEK

# Wnioski

Główne przyczyny złego stanu wyrobisk w kopalnich ukraińskich jest:

- opóźnienie od trendów światowych technologii obudowania wyrobisk podziemnych
- stosowane sposoby utrzymania i ochrony wyrobisk
  - tylko 5% jest stosowana obudowa kotwiowa
  - tylko 5% zastosują pasy monolityczne ze spoiwa szybkowiążącego
- zapotrzebowanie innowacyjnych rozwiązań
- niedostateczność w finansowaniu od Państwa przemysłu węglowego

# Wnioski

Zaleca się, aby podążać ścieżką kopalń prywatnych spółki węglowej DTEK stosować nowoczesne rozwiązania w górnictwie ukraińskim.

Likwidować z kopalń państwowych system ścianowy z drążeniem chodników za frontem ściany, stosować tradycyjny system ścianowy z poprzednim okonturowaniem pola chodnikami. Wykorzystywać wyrobiska powtórnie, stosując kotwienie i długie kotwienie.

# Literatura


- 1. Czerniak I.L. Zwiększenie stateczności wyrobisk przygotowawczych (Повышение устойчивости подготовительных выработок) / I.L. Czerniak. – M.: Niedra, 1993. – 256 s.
- 2. Wzmacnianie skał wtryskiwaniem chemicznym (*Инъекционное* упрочнение горных пород ) / [Zaslawski J. Z., Lopotuchin E. A., Druzko E. B., Kaczan I. W.]. – M.: Niedra, 1984. – 176 c.
- 3. Sonin S.D. Przeciwdziałanie wypiętrzaniu skał spągu wyrobisk podziemnych metodą strzelania kamufletowego (Борьба с пучением почвы горных выработок взрыванием камуфлетных зарядов) / Sonin S. D., Szejchet M. N., Czerniak I. L. // Budownictwo podziemne (Шахтное строительство). – 1961. – № 3. – С. 8–10.
- 4. Modelowanie przejawów ciśnienia eksploatacyjnego (Моделирование проявлений горного давления) / G.N. Kuzniecow, M.N. Budko, J.I. Wasiliew, M.F. Szkliarski, G.G. Jurewich. Л., Niedra, 1968.

AGH

# DZIĘKUJĘ ZA UWAGĘ

# Deformacje i stan skał spągowych wyrobisk przyścianowych

Stanislav Rodzin
*Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica w Krakowie*

Ivan Sakhno
*Doniecki Narodowy Uniwersytet Techniczny, Ukraina*

Aleksandr Isayenkow
*Krasnoarmiejski Instytut Przemysłowy, Ukraina*

STRESZCZENIE: W artykule opisano zagadnienie zabezpieczenia wyrobisk przygotowawczych w rejonie pola eksploatacyjnego podziemnych w ukraińskich kopalniach węgla kamiennego. Podkreślono, że jednym z głównych problemów stateczności wyrobisk podziemnych jest wypiętrzanie spągu. Przedstawiono wyniki badań *in situ* wypiętrzenia skał spągowych chodnika, w którym był zainstalowany przenośnik taśmowy. Na podstawie analizy wyników badań i literatury wywnioskowano, że skały spągowe wyrobiska, usytuowane w pobliżu jego konturu mają postać blokowo-dyskretnego ośrodka skalnego.

SŁOWA KLUCZOWE: Wyrobisko górnicze, wypiętrzanie skał spągowych, strefa deformacji nieciągłych

## WPROWADZENIE

Jedynym paliwem kopalnym, które występuje na Ukrainie w dostatecznej ilości dla wewnętrznych potrzeb energetycznych jest węgiel kamienny. Podkreśla to jego strategiczne znaczenie w zabezpieczeniu energetycznej niezależności tego kraju. Ukraina ma rozwiniętą infrastrukturę węglową, określoną objętość zasobów i przygotowanie do wydobycia znacznych ilości węgla kamiennego. Nowoczesny przemysł budowy maszyn dla przemysłu węglowego zaświadcza o pozytywnych perspektywach tego kierunku rozwoju.

Analiza dynamiki światowego poziomu wydobycia węgla świadczy o braku wpływu przemiany światowych tendencji w kierunku odnawialnych źródeł energii na poziom wydobycia węgla. Prognozy na najbliższe dziesięciolecia przewidują, że węgiel jako źródło energii pozostanie w obecnym trendzie przy dowolnym scenariuszu rozwoju światowej gospodarki. Toteż priorytetowym dla Ukrainy, która posiada znaczne zasoby węgla kamiennego, jest rozwój nowoczesnych i wydajnych technologii wydobycia tej kopaliny oraz utrzymywania wyrobisk górniczych. Jednak stan większości kopalń węgla nie dorównuje światowemu poziomowi. Potrzebna jest modernizacja i wprowadzenia nowoczesnych rozwiązań technicznych i technologicznych.

## OPIS BADAŃ

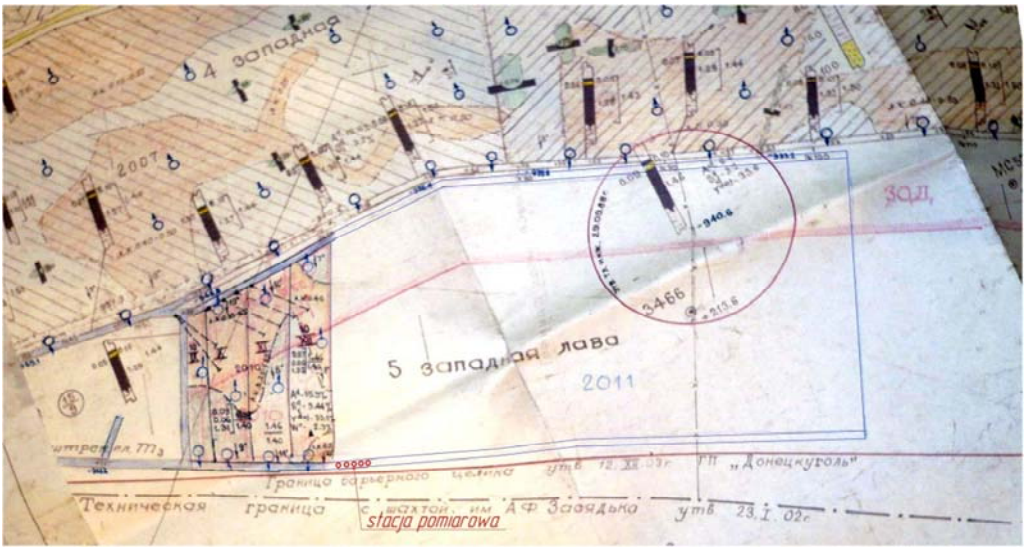
Jednym z najważniejszych problemów ukraińskich kopalń jest niezadawalający stan wyrobisk górniczych, zwłaszcza przygotowawczych. Skutkami tego stanu są obwały skał stropu, deformacje i zniszczenie obudowy wyrobisk oraz naruszenia wymogów przepisów bezpieczeństwa pracy i warunków wentylacji, wynikiem, czego jest powstanie awarii i niebezpieczeństwa wypadków. Zły stan wyrobisk wpływa również negatywnie na harmonogram pracy przedsiębiorstwa – powstaje dodatkowa objętość prac niezwiązanych z głównym celem zakładu – wydobyciem węgla. Najbardziej rozpowszechnionym rodzajem deformacji konturu wyrobiska jest wypiętrzanie skał spągowych. Według różnych źródeł około 70–75% wyrobisk przygotowawczych w kopalniach ukraińskich, niezależnie od systemu eksploatacji oraz postępu ścian, ponoszą koszty związane z tym zjawiskiem. Przybierka skał spągu i przebudowa wyrobisk to stała pozycja wydatków kopalń węglowych, do których należy również dodać straty czasu. Niestety stan mechanizacji podczas prac związanych z przebudową wyrobisk oraz przybierek spągu w kopalniach ukraińskich jest zbyt niski. Maszyny i kombajny do przybierki spągu w wyrobiskach są wykorzystywane mniej niż w 10% w całkowitej objętości prac. Również koszt prac związanych z przybierką wypiętrzonych skał jest zbyt wysoki, a postęp jest mniejszy niż niezbędny dla niwelowania szybkości deformacji spągu.

W czasie, kiedy wyrobisko przygotowawcze poddane jest wpływom ciśnienia eksploatacyjnego, powstają maksymalne deformacje skał na konturze wyrobiska. Toteż nie jest rzadkością wielokrotna przebudowa i przybierka spągu tego samego odcinka wyrobiska. Przy projektowanych wyrobiskach o wysokości 3,7–4,5m, poza strefą wpływu robót eksploatacyjnych, sumaryczna konwergencja wynosi ok. 1,0-1,8m. W takich warunkach deformacja skał przykonturowych odbywa się poza zasięgiem strefy deformacji ciągłych. Wokół wyrobiska formuje się strefa deformacji nieciągłych, wzrost której doprowadza do intensyfikacji deformacji konturu wyrobiska. Według badań Czerniaka [1] utworzenie stref deformacji nieciągłych i stref zniszczonych o promieniu 5-6 m, o wskaźnik rozluźnienia skał 1,06-1,1 doprowadzają do deformacji konturu wyrobiska o więcej niż500 mm.

Badania in situ, przeprowadzone w kopalniach w Donbasie świadczą o tym, że skały strefy przykonturowej podczas przybierki znajdują się w stanie dyskretnym. Przeprowadzone zostały obserwacje dynamiki przemieszczeń skał, w warunkach chodnika przenośnikowego 5 oddziału wydobywczego pokładu $m_3$ KWK „Szeglowskaja-Głęboka" w 2011 roku. Ściana była eksploatowana przy systemie ścianowym podłużnym z kierunkiem wybierania do pola (rys. 1). Chodniki były przeprowadzone za frontem robót wybierkowych z odstępem do8 m od czoła ściany.

Wyrobisko było obudowane obudową stalową łukową podatną typu ŁP-5/18,3. Przekrój poprzeczny w świetle obudowy wynosił 20,9$m^2$ z rozstawem obudowy 0,8m. Chodniki przenośnikowy i wentylacyjny były utrzymywane pasem kamiennym z bloków skalnych.

Miąższość pokładu wynosiła 1,37-1,52m z kątem zalegania 7-12°. Strop bezpośredni pokładu składał się z łupku gliniastego 3,5-4,0m. Strop zasadniczy – górna warstwa łupek gliniasty, łupek piaszczysty i piaskowiec o miąższości 28,0-42,0m. Wytrzymałość łupku gliniastego na ściskanie jednoosiowe wynosiła $R_c$=40MPa, łupku piaszczystego i piaskowca $R_c$=75-95MPa. W spągu pokładu zalegał łupek piaszczysty o miąższości 0,8m i o wytrzymałości na ściskanie jednoosiowe $R_c$=20-30MPa. Poniżej którego był łupek piaszczysty o wytrzymałości $R_c$=60-75MPa.

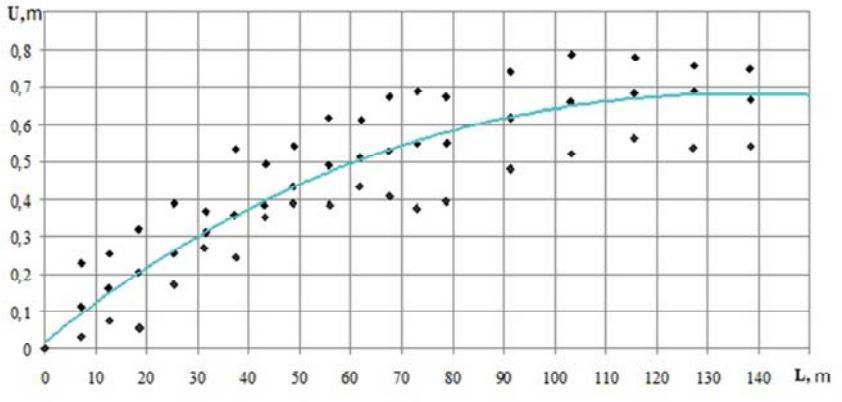



Rys. 1. Plan robót eksploatacyjnych z mapy górniczej 5 oddziału wydobywczego pokładu $m_3$ KWK „Szeglowskaja-Głęboka”
Figure 1. Fragmenting from the map of mine workings of $m_3$ seam at "Shchehlovska-Hluboka" mine

Dla przeprowadzenia badań pomiarowych został wydzielony kontrolny odcinek o długości 50m (pomiędzy 425 – 475 metrem chodnika), na którym co 10m było zainstalowano 5 stacji pomiarowych. Każda stacja składała się z 4 reperów, zamontowanych w stropie, spągu i ociosach chodnika. Trzy repery były odwzorowane za pomocą stalowego pręta o średnicy 0,032m i długości 0,5m.

Montaż repera odbywał się poprzez jego zaklinowanie w otworze za pomocą drewnianej wstawki. Jeden reper, został zainstalowany z boku ochronnego pasu kamiennego i był oznaczony znakiem mierniczym na odrzwiach obudowy łukowej. Obserwacje pomiarowe na stacjach były prowadzone na przestrzeni trzech miesięcy. W tym okresie przodek eksploatacyjny przesunął się od pierwszej stacji pomiarowej na odległość 172m.

Przeprowadzone badania pozwoliły wyciągnąć wniosek, że proces przemieszczeń i deformacji skał na konturze wyrobiska można podzielić na dwa okresy - intensywny i stabilny. Pierwszy trwa ponad 50-60 dni i charakteryzuje się znacznymi przejawami ciśnienia górotworu i oddziaływaniem na wyrobisko. Pionowe deformacje spągu wyrobiska na pierwszych trzech stacjach pomiarowych odwzorowano na rysunku 2.

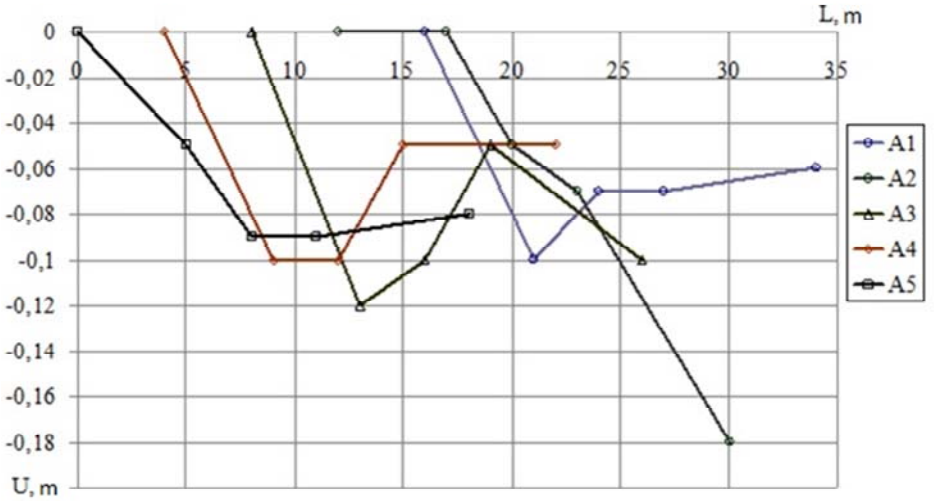



Rys. 2. Pionowe przemieszczenia spągu w chodniku przenośnikowym 5 oddziału wydobywczego pokładu $m_3$ KWK „Szeglowskaja-Głęboka" (2011 r.)
Figure 2. Vertical displacements of floor of the belt roadway of the 5th western longwall $m_3$ seam at "Shchehlovska-Hluboka" mine (2011)

Średnie wypiętrzenie skał spągu wyniosło około 700mm, z których 72% wystąpiło w ciągu pierwszych dwóch miesięcy. Takie deformacje nie mogą mieć miejsca przy ciągłym albo plastycznym charakterze deformacji. Zjawisko takie jest możliwe tylko przy zniszczeniu skał w spągu wyrobiska. Przy wskaźniku rozluźnienia skał 1,1 podczas deformacji strefa zniszczenia w spągu ma wymiary ponad 7m. Wiadomym jest, że rozmiar bloków skalnych w tej strefie zwiększa się ze wzrostem odległości od konturu wyrobiska w głąb masywu skalnego i dlatego nie można zaliczać całej tej strefy do ośrodka dyskretnego. Jednocześnie przykonturowa część spągu wyrobiska jest zniszczona w maksymalnym stopniu i skały w tym obszarze deformują się z mechanizmem podobnym do sypkich ośrodków albo cieczy plastycznej, w zależności od obecności wilgotności w warstwach spągowych (rys. 3).



Rys. 3. Poglądowe zdjęcie po przybieraniu skał spągu w chodniku i przebudowy drogi kolejowej
Figure 3. A general view of floor rocks after ripping and remounting of a railway line




Rys. 4. Wykres zmiany odległości między neutralną osią i łukiem ociosowym obudowy na stacjach pomiarowych A1-A5
Figure 4. Diagrams of changing the distance between a neutral axis and a stamp of bolting on measuring points A1-A5

Analizując powyższy wykres (rys. 4), można dojść do wniosku, że wgniecenia łuków ociosowych obudowy w spąg wynoszą 100 - 120mm, co widać z negatywnych wartości deformacji. Następne pozytywne deformacje, zdaniem autorów związane są z przemieszczeniem łuków bocznych obudowy w węzłach podatności – zamkach obudowy. Jednak odnosząc wyniki do dynamiki całego wypiętrzenia spągu (rys.2) widzimy, że na odcinku 20 - 30 m wgniatania łuków bocznych wynoszą blisko 3% całkowitej deformacji. Zdjęcia, pokazane na rys. 3 świadczą, że w tej strefie występowały skały o drobnej frakcji.

Widoczne jest więc, że skały spągu w granicach strefy deformacji nieciągłych mają różnofrakcyjną, niejednolitą strukturę bloków skalnych o wymiarach od kilku centymetrów do 1 metra [2].

Główne sposoby zapobieganiu wypiętrzaniu skał spągu w chodnikach są realizowane w strefie przykonturowej. Toteż dla ich efektywnego wprowadzenia koniecznym jest posiadanie informacji o fizycznym stanie skał w tym obszarze spągowym, który może być scharakteryzowany współczynnikiem rozluzowania skał albo wskaźnikiem szczelinowatości górotworu. Jednoznacznie, te ilościowe wskaźniki mogą być uzyskane tylko z badań przemieszczeń reperów głębinowych instalowanych w granicach strefy deformacji nieciągłych. Lecz takie badania w spągu wyrobiska są bardzo pracochłonne w związku z poruszaniem się stacji pomiarowej wraz z prowadzeniem prac pomocniczych i dostaw materiału w chodniku Jednak wnioski o stopniu naruszenia górotworu można wyciągnąć na podstawie analizy stanu przodków podczas przybierki skał spągu.

Odpowiednie zdjęcia przekrojów spągu przy prowadzeniu prac związanych z przebieraniem wypiętrzonych skał na różną głębokość (w zależności od stanu chodniku), które przeprowadzono na kopalniach Ministerstwa Energetyki i Przemysłu Węglowego Ukrainy, pokazane na rys. 5.



a) b)



c) d)

Rys. 5. Zdjęcia przekrojów spągu podczas prowadzeniu przybierki spągu
a) chodnik przenośnikowy 5 oddziału wydobywczego pokładu $m_3$ KWK „Szeglowskaja” (2011 r.)
b) chodniku przenośnikowy 7 oddziału wydobywczego pokładu $m_5$ KWK „Dobropolskaja” (2010 r.)
c) chodnik wentylacyjny 26 oddziału wydobywczego pokładu $m_3$ KWK „Trudowskaja” (2013 r.)
d) chodnik wentylacyjny 8 oddziału wydobywczego pokładu $m_3$ KWK „im. Abakumowa” (2014 r.)
Figure 5. Cross-sections of floor rocks during ripping conducting
a) belt roadway of 5th western longwall of $m_3$ seam at "Shchehlovska-Hluboka" (2011);
b) belt roadway of 7th southern longwall of $m_5$ seam at "Dobropolska" mine (2010);
c) ventilation roadway of 26th eastern longwall of $m_3$ seam at "Trudovska" mine (2013);
d) 8 western ventilation roadway of $m_3$ seam of n.a. “E.T. Abakumova” (2014)

Analiza zdjęć (rys. 5) świadczy, że w zasięgu obszaru przybierania spągu skały są w stanie dyskretnym, drobno blokowym. To pozwala przedstawić górotwór skalny w spągu wyrobiska,

przynajmniej na głębokość równą połowie głębokości strefy zniszczenia skał jako ośrodek blokowo-dyskretny, w zależności od szerokości wyrobiska.

Pozyskane wyniki pozostają w zgodzie z badaniami procesu wypiętrzania spągu, otrzymanymi w innych rejonach węglowych [3-5].

## WNIOSKI

W najbliższej perspektywie problem zabezpieczenia stateczności wyrobisk przygotowawczych w rejonie pola eksploatacyjnego będzie nadal aktualnym dla większości kopalń, które wydobywają węgiel na znacznych głębokościach. Przy czym jednym w najważniejszych problemów do rozwiązania zostaję zapobieganie i zwalczanie wypiętrzaniu skał spągu w wyrobiskach przyścianowych.

Wypiętrzenie spągu o ponad 500 mm jest skutkiem zniszczenia skał i niezależnie od wyboru systemu eksploatacji sygnalizuje rozwój strefy deformacji nieciągłych w głąb górotworu na odległość, którą określa się wskaźnikiem rozluźnienia skał przy ich zniszczeniu, o wartości w przedziale 1,06 - 1,1.

Rozmiar bloków w spągu chodnika jest zależny od stosunku wytrzymałości skał i oddziaływujących na nich naprężeń. Podwyższenie tego stosunku przyczynia się do zwiększenia rozmiaru frakcji bloków w zdyskretyzowanym spągu.

Skały spągu chodnika, przynajmniej na połowę całkowitego wymiaru strefy zniszczenia, mogą być zinterpretowane jako dyskretne środowisko. Przy czym warstwa przykontórowa 100-120mm już po 2 miesiącach po drążeniu wyrobiska zbudowana jest z drobnej frakcji. Wniosek ten będzie wykorzystany w następnych badaniach.

## LITERATURA


[1] Chernyak I. L. Povyshenie ustojchivosti podgotovitelnyh vyrabotok. – M.: Nedra, 1993. – 256 str.

[2] Isaenkov A. A. Laboratornye issledovaniya mekhanizma peredachi nagruzki cherez zonu razrushennyh porod v pochve vyrabotki pri povtornom narushenii ravnovesnogo sostoyaniya visti doneckogo girnichogo institutu. – 2013. - №2. Ч.2– str. 112-118.

[3] Jiong Wanga, Zhibiao Guoa, Yubiao Yana, Jiewen Panga, Shujiang Zhaoa. Floor heave in the west wing track haulage roadway of the Tingnan Coal Mine: Mechanism and control International / Journal of Mining Science and Technology 2012; 22, pp. 295–299.

[4] Chang, J.-C., Xie, G.-X. Floor heave mechanism and over-excavation & grouting-backfilling technology in rock roadway of deep mine / Journal of Mining and Safety Engineering 2011; 28 (3), pp. 361–369.

[5] Yinlong Lua, Lianguo Wanga, Bei Zhangb. An experimental study of a yielding support for roadways constructed in deep broken soft rock under high stress / Journal of Mining Science and Technology 2009; 19 (2), pp. 205–209.

# Deformations and Condition of Floor Rocks of Extraction Roadways

Actuality of a problem of providing an operational condition of mine workings of coal mines is defined in the article. It is specified that one of the main problems of stability is the bottom raising. Results of mine field studies of near-the-contour rocks displacement around belt roadway are given. The analysis of results of observations and references has allowed to draw a conclusion that bottom rocks of mine working that located directly at a contour are represented as block and discrete environment.

# Ściana zamykająca prowadzona w trudnych warunkach górniczych – analiza przypadku

Adam ROBAKOWSKI, *PGG Sp. z o.o., Oddział KWK ROW*
Jacek KOWALCZUK, *PGG Sp. z o.o., Oddział KWK ROW*
Sylwester RAJWA, *Główny Instytut Górnictwa*
Wojciech MASNY, *Główny Instytut Górnictwa,*
Aleksander WRANA, *Główny Instytut Górnictwa*

STRESZCZENIE: W artykule przedstawiono doświadczenia związane z eksploatacją ściany zamykającej C-5a zlokalizowanej w pokładzie 505 w KWK ROW Ruch Marcel. Oprócz niekorzystnych warunków związanych ze obustronnym otoczeniem pola ścianowego zrobami zawałowymi, ściana charakteryzowała się nieregularnym kształtem, a na jej wybiegu występowały wyrobiska korytarzowe. Dodatkowy wpływ na warunki wybierania ściany miała również eksploatacja dokonana w pokładach niżej i wyżej zalegających. W artykule scharakteryzowano uzyskane wyniki produkcyjne.

## 1. WPROWADZENIE

Ścianowy system eksploatacji węgla kamiennego oprócz zalet, z których główną jest możliwość mechanizacji i koncentracja wydobycia wpływająca na poprawę wyników finansowych, ma również wady, wśród których wymienić można m.in. [Turek 2010] znaczne koszty wyposażenia, czasochłonność fazy zbrojenia i likwidacji, trudności w prowadzeniu ścian, przy występowaniu zaburzeń w zaleganiu pokładu. Tym niemniej w chwili obecnej jest on dominującym systemem eksploatacji w polskim górnictwie węgla kamiennego.

W pewnych, specyficznych warunkach, które wynikają bądź to z przyczyn geologicznych (uskoki) bądź też typowo górniczych (kolejność wybierania złoża) możemy mieć do czynienia z sytuacją, gdy nagromadzenie negatywnych uwarunkowań podczas eksploatacji systemem ścianowym jest szczególnie duże. W niniejszym artykule przedstawiono przykład ściany, podczas wybierania której występowało szczególne nagromadzenie negatywnych czynników, które to w istotny sposób wpływać mogły na osiągane wyniki produkcyjne. Wśród nich wymienić można: obustronne otoczenie pola ścianowego zrobami zawałowymi, nieregularny kształt pola ścianowego, występujące na wybiegu wyrobiska korytarzowe, eksploatacje dokonane w pokładach niżej i wyżej zalegających powodujące powstanie krawędzi.

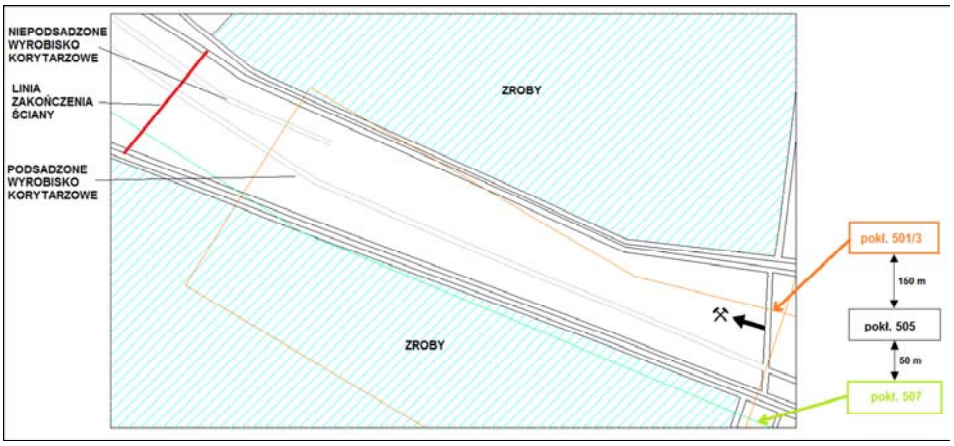
## 2. WARUNKI GEOLOGICZNO-GÓRNICZE

Pokład 505 w rejonie analizowanej ściany C-5a, zamykającej eksploatację w tym rejonie, zalegał na głębokości od około 365 m do 410 m, nachylony był pod kątem do 13° w kierunku

na NNE i NE. Ze względu na fakt, że pokład charakteryzuje się miąższością 6,60÷8,00 m, ściana o wysokości 3,0 m, prowadzona była pod stropem pokładu po spodku węglowym. Ze względu na nieregularny kształt pozostawionego fragmentu pokładu 505, długość ściany była zmienna i zawierała się w przedziale od 87,5 do 128,0 m, natomiast jej średni wybieg wyniósł około 666 m.

W stropie pokładu 505 generalnie występował łupek ilasty, powyżej którego zalegał łupek piaszczysty lub też piaskowiec. Łupek ilasty o grubości przekraczającej nawet 7,0 m, przeławicony był w niektórych rejonach warstwami łupku piaszczystego oraz piaskowca. Na niewielkim obszarze w początkowej fazie wybiegu ściany w stropie występował również piaskowiec. Parametry wytrzymałościowe $R_c$ węgla pokładu 505 zawierały się w przedziale 14,2÷16,5 MPa, zaś skał zalegających w stropie 20,1÷43,8 MPa.

Jak pokazano na rysunku 1 pole ścianowe znajdowało się w obustronnym otoczeniu zrobów zawałowych powstałych po eksploatacji ścian prowadzonych po stronie północnej w latach 2011÷2012 oraz w latach 2003÷2004 po stronie południowej, których wysokości dochodziły do 3,0 m.




Rys. 1. Szkic mapy pokładu 505 w rejonie analizowanej ściany C-5a

Nie mniej istotnym jest fakt, że w rejonie pola ściany C-5a prowadzono eksploatację w pokładzie zalegającym powyżej – 501/3 (wybranie w większej części pola ściany) oraz poniżej – 507 (eksploatacja w części południowej). Krawędzie te oznaczone zostały na rysunku w kolorach odpowiednio pomarańczowym oraz zielonym.

Na wybiegu ściany C-5a zlokalizowane były również, prostopadle do jej czoła, dwa wyrobiska korytarzowe. Pierwsze występowało na całym jej wybiegu, umiejscowione było w przekroju poprzecznym ściany i było podsadzone, drugie natomiast występowało na końcowym wybiegu odcinku ściany i zlokalizowane było w spodku ściany, co również wymuszało zastosowanie odpowiednich zabiegów technologicznych.

Podczas eksploatacji ściany C-5a prognozowano wystąpienie wstrząsów górotworu o energiach rzędu $10^4$ J, co potwierdziły późniejsze pomiary sejsmologiczne (maksymalnie zarejestrowana energia to $2{,}8 \cdot 10^4$ J). Generalnie zaś pokład 505 w rejonie analizowanej ściany zaliczony był do:

- stopień zagrożenia tąpaniami: I (w części poniżej poziomu 400 m),
- klasa zagrożenia pyłowego: B,

– kategoria zagrożenia metanowego: III,
– stopień zagrożenia wodnego: I.

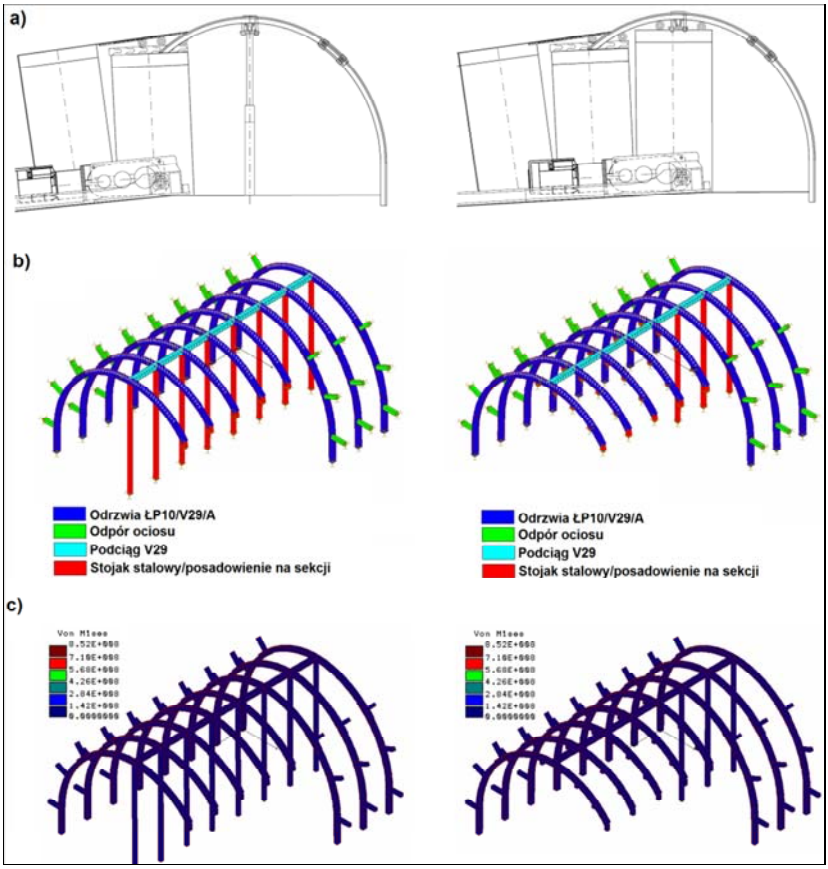
## 3. OBUDOWA ZMECHANIZOWANA ORAZ OBUDOWA CHODNIKÓW PRZYŚCIANOWYCH

Do zabezpieczenia stropu ściany C-5a zastosowano sekcje obudów zmechanizowanych typu BW 20/41 POz1 sekcje liniowe i BW 20/41 POz1/S sekcje skrajne, których podstawowe dane zestawiono w tablicy 1. Sekcje współpracowały z przenośnikiem ścianowym typu Rybnik-850 oraz kombajnem SL-300.

Tab. 1. Dane techniczne sekcji obudów zmechanizowanych

| | |
|---|---|
| Wysokość obudowy | 2,0–4,1 m |
| Wysokość robocza (pokłady tąpiące) | 2,3–4,0 m |
| Podziałka sekcji | 1,5 m |
| Nachylenie podłużne | do 35$^{o}$ |
| Nachylenie poprzeczne | ±15$^{o}$ |
| Krok sekcji | do 0,8 m |
| Długość stropnicy BW 20/41 POz1 / BW 20/41 POz1/S | 3645/3660 (+800 wysuw) mm |
| Liczba stojaków | 2 |
| Średnica stojaka | Ø320 mm |
| Podporność wstępna/robocza stojaka | 2,01/3,54 MN |
| Ciśnienie zasilania/robocze | 25,0/44,0 MPa |

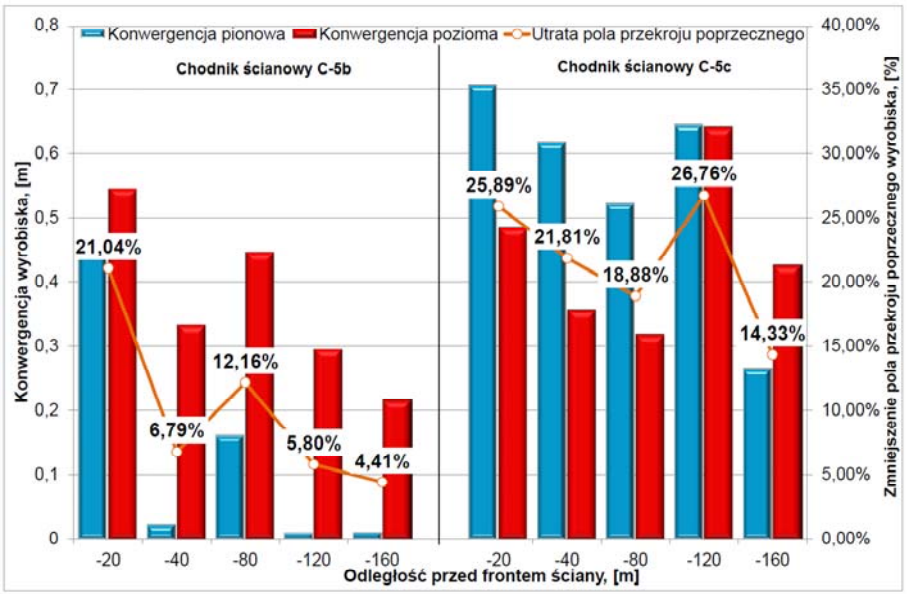
Podstawową obudowę chodników przyścianowych stanowiły odrzwia stalowej obudowy podatnej typu ŁP10/V29/A, w podziałce 1,0 m, wykonane ze stali o podwyższonych parametrach wytrzymałościowych wg PN-H-84042. Ze względu na wspomnianą zmienność długości ściany praktycznie na całym wybiegu, w celu odpowiedniego zabezpieczenia chodników przyścianowych w newralgicznym miejscu, jakim jest skrzyżowanie ściana–chodnik, wykonano szereg obliczeń uwzględniających zarówno zastosowanie odrzwi obudowy stalowej, indywidualnej przy wykorzystaniu stropnic stalowych o długości do 5,0 m, podbudowanych stojakami stalowymi, korzystając w tym przypadku z metodyki GIG opartej na pracy Bilińskiego (2005), jak i możliwość całkowitego lub częściowego wysunięcia sekcji obudowy zmechanizowanej do chodnika przyścianowego. W tym drugim przypadku obliczenia wykonywano w programie COSMOS/M (1999) opartym na metodzie elementów skończonych. Przykład analizy schematu zabudowy skrzyżowania ściana–chodnik, uwzględniającego wysunięcie częściowe lub całkowite sekcji obudowy zmechanizowanej do chodnika, przedstawiono na rysunku 2.




Rys. 2. Przykład analizy schematu zabudowy skrzyżowania ściana–chodnik:
a) schemat zabudowy, b) model numeryczny, c) wyniki obliczeń numerycznych

Jak można zauważyć na rysunku 2c, gdzie przedstawiono wyniki obliczeń numerycznych w analizowanych, przykładowych schematach skrzyżowań ściana–chodnik, naprężenia zredukowane w elementach odrzwi oraz w podciągach nie przekraczają naprężeń dopuszczalnych. Wynoszą one maksymalnie 284 MPa wobec dopuszczalnych 708 MPa. W modelach ocenie poddano również reakcje podporowe w elementach symulujących stojaki i były one niższe od maksymalnych nośności proponowanych do zastosowania stojaków. Ocena przykładowych schematów zabudowy skrzyżowania była zatem pozytywna. Podobny tok postępowania dotyczył wszystkich proponowanych do zastosowania w przedmiotowej ścianie schematów zabudowy jej skrzyżowań z chodnikami przyścianowymi.

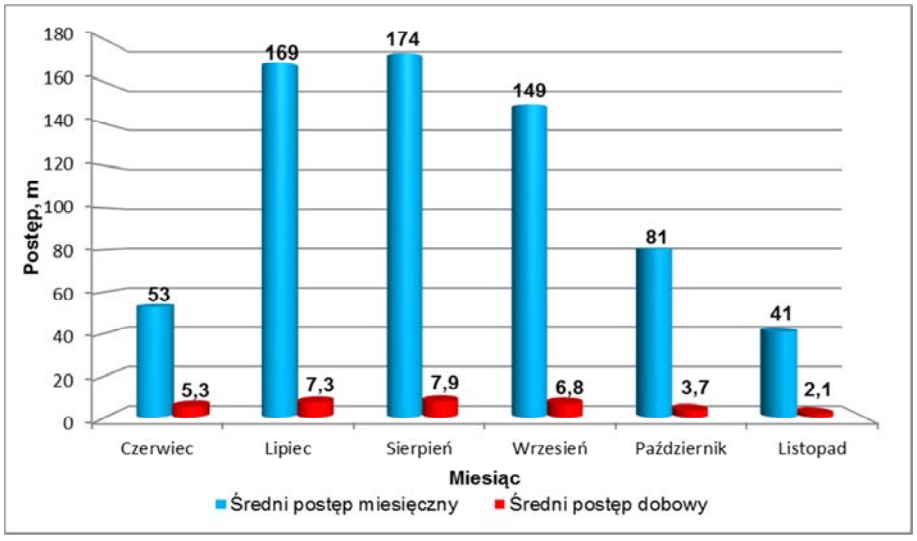
Poprawność doboru obudowy potwierdzają pomiary konwergencji chodników przyścianowych przeprowadzone w lipcu 2016 roku. W chodniku nadścianowym (Chodnik ścianowy C--5b) całkowita wartość konwergencji pionowej i poziomej w odległości 20 m przed ścianą wynosiła odpowiednio 0,463 m i 0,515 m, a oszacowane zmniejszenie pola przekroju poprzecznego wyniosło około 21%. Z kolei w chodniku podścianowym (Chodnik ścianowy C-5c) wartości konwergencji pionowej i poziomej były wyższe wynosząc odpowiednio 0,706 i 0,404 m, przy zmniejszeniu przekroju poprzecznego o około 26%.



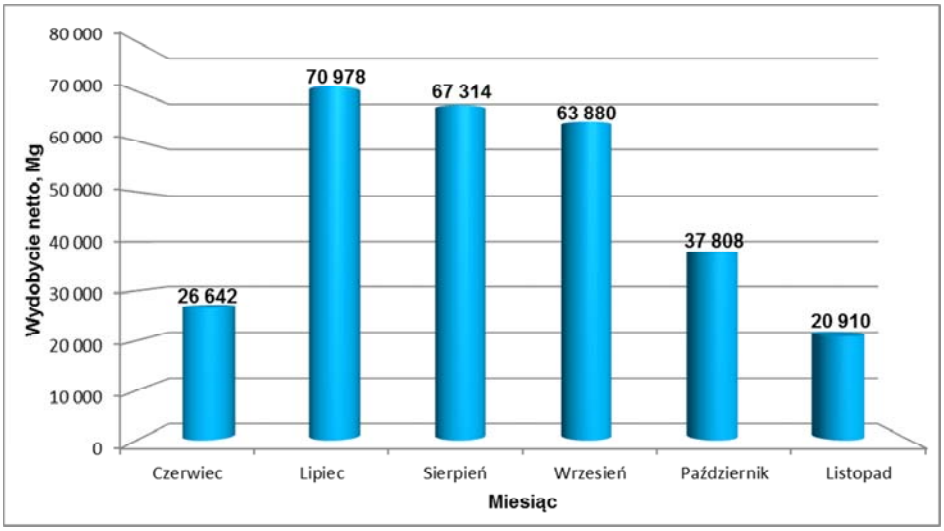

Rys. 3. Zmiana przekroju poprzecznego oraz konwergencja chodników przyścianowych

## 4. UZYSKANE WYNIKI PRODUKCYJNE

Na rysunku 4 przedstawiono średnie miesięcznie oraz dobowe postępy analizowanej ściany C-5a, zaś na rysunku 5 jej wydobycie netto.




Rys. 4. Średni miesięczny oraz dobowy postęp dobowy w ścianie C-5a




Rys. 5. Wydobycie netto z ściany C-5a

Ściana C-5a prowadzona była od czerwca do listopada 2016 roku. Z wykresu przedstawionego na rysunku 4, wyróżnić można trzy zasadnicze etapy tzn. rozruch na pierwszych 50 m – czerwiec, właściwą eksploatację obejmującą miesiące od lipca do października oraz przygotowanie do fazy likwidacji ściany – listopad. W fazie rozruchu ściany średni miesięczny postęp wynosił 53 m, pozwoliło na wydobycie netto ponad 26,5 tys. Mg węgla o parametrach: wartość opałowa 31 748 kJ/kg, popiół 3,71%, wilgoć 2,5%, siarka 0,54%, spiekalność 42. W tym miesiącu, podobnie z resztą jak w następnym, wydobycie netto było tożsame z wydobyciem brutto tzn. urobek charakteryzował się zatem brakiem zanieczyszczenia w postaci skał płonnych.

W fazie właściwej eksploatacji ściany C-5a zauważyć można istotną różnicę pomiędzy miesiącami lipiec–wrzesień a miesiącem październikiem. W miesiącach lipiec-wrzesień osiągnięto średnie postępy miesięczne 149–174 m oraz dobowe 6,8–7,9 m. Ogółem zaś w tym czasie wydobyto niemal 205 tys. Mg węgla. Różnice w stosunku wydobycie netto-brutto nie przekraczały w tych miesiącach 1,5 tys. Mg. Maksymalny średni postęp miesięczny wyniósł 174 m, co przekłada się na wydobycie niemal 71 tys. Mg węgla netto. W rekordowej dobie postęp wyniósł około 10 metrów. Co ciekawe w miesiącu lipcu długość ściany uległa skróceniu z 111 do 87,5 m, czyli o 23,5 m, co wymagało sukcesywnego wydawania sekcji obudowy zmechanizowanej i skracania długości przenośnika ścianowego. Miesiąc październik charakteryzował się już znacznie mniejszym średnim postępem miesięcznym 81 m i co się z tym wiąże mniejszym wydobyciem netto, tj. niespełna 38 tys. Mg węgla netto. Przyczyną takiego stanu rzeczy było oprócz konieczności sukcesywnego wydłużenia długości ściany z 107 na 118 m, również wykonanie dodatkowych prac związanych z pojawieniem się wyrobiska w spągu ściany C-5a (por. rys. 1). Prace te polegały na odpowiednim zabezpieczeniu spodku prostkami V, bezpośrednio po urobieniu calizny węglowej, tak aby nie nastąpiło zapadnięcie się (wpadnięcie) sekcji obudowy zmechanizowanej do wyrobiska korytarzowego.

W miesiącu październiku rozpoczęto przygotowania do likwidacji ściany C-5a, stąd wydobycie miesięczne netto węgla nie przekroczyło 21 tys. Mg. Likwidacja ściany odbywała się poprzez dojście ścianą do ustalonej granicy eksploatacji jej zatrzymanie i wykonanie przecinki li-

kwidacyjnej z wykorzystaniem kombajnu ścianowego. Obudowę przecinki likwidacyjnej stanowiły stropnice z kształtownika V29, ze stali o podwyższonych parametrach wytrzymałościowych wg PN-H-84042, posadowione jednym końcem na dwóch stojakach drewnianych, a drugim na obudowie sekcji zmechanizowanej, zabudowane w podziałce d = 0,75 m.

## PODSUMOWANIE

Prowadzenie eksploatacji systemem ścianowym, zwłaszcza w przypadku, gdy mamy do czynienia ze ścianą zamykająca, wiązać się może z wystąpieniem szeregiem negatywnych czynników, które to wpływać mogą na osiągane wyniki produkcyjne. Przykładem takim jest omówiona w niniejszym artykule ściana C-5a, zlokalizowana w pokładzie 505. Pomimo negatywnych czynników, wśród których wymienić można: obustronne otoczenie pola ścianowego zrobami zawałowymi, nieregularny kształt pola ścianowego i związana z tym konieczność zarówno dokładania i wydawania sekcji obudowy zmechanizowanej, jak i skracania oraz wydłużania przenośnika ścianowego, występujące na wybiegu wyrobiska korytarzowe, eksploatacja dokonana w pokładach niżej i wyżej zalegających, wykazano, że możliwe jest osiąganie znacznych postępów i zawiązanego z tym odpowiedniego poziomu wydobycia. Taki poziom wydobycia wymagał podjęcia szeregu wcześniejszych działań, wśród których wymienić można:

- rozpoznanie, opracowanie i wdrożenie technologii obejmujących m.in. rabowanie chodnika w czole ściany, prowadzenie sekcji bezpośrednio nad wyrobiskiem korytarzowym;
- zaprojektowanie wariantów zabudowy skrzyżowań ściana–chodnik, uwzgledniających zmienne długości ściany (obudowa indywidualna, częściowe lub całkowite wysuniecie sekcji obudowy zmechanizowanej do chodnika);
- odpowiednia organizacja robót, co było szczególnie istotne w związku z wydłużaniem/ /skracaniem długości ściany;
- zapewnienie sprawnego transportu materiałów i odbioru urobku;
- podsadzenie wyrobiska znajdującego się w przekroju poprzecznym ściany.

Wybieranie pokładu 505 ścianą C-5a, pomimo wielu wcześniejszych obaw, okazało się sukcesem. Nie było by to jednak możliwe bez kompleksowego podejścia do tematu. Wymagało to oprócz odpowiednio długiego czasu przygotowań również zaangażowania i współdziałania zarówno kierownictwa kopalni, załogi jak i jednostki naukowo-badawczej.

## LITERATURA


[1] Biliński A. (2005): Metoda doboru obudowy ścianowych wyrobisk wybierkowych i chodnikowych do warunków pola eksploatacyjnego. CMG Komag, Gliwice.
[2] COSMOS/M (1999): User's Guide. Structural Research & Analysis Corp. Los Angeles, USA.
[3] PN-H-84042 (2009): Stale mikrostopowe na kształtowniki i akcesoria górnicze.
[4] Turek M. (2010): Podstawy podziemnej eksploatacji pokładów węgla kamiennego. Główny Instytut Górnictwa, Katowice.

07.02.2017

**Referaty autorów / współautorów z PGG na Szkołę Eksploatacji Podziemnej 2017**

**Centrala**

Piotr Bojarski, Marek Maruszczyk

Kopalnie zespolone – ważny element restrukturyzacji górnictwa.

Streszczenie

Nabycie przez Polską Grupę Górniczą sp. z o.o. 11 kopalń i 4 zakładów specjalistycznych od Kompanii Węglowej S.A. stworzyło podwaliny dla kolejnego etapu restrukturyzacji strukturalnej górnictwa węgla kamiennego w Polsce. Firma rozpoczęła działalność związaną z wydobywaniem węgla kamiennego wraz z realizacją swojego najważniejszego przedsięwzięcia, założonego w biznes planie na 2016 rok. Było nim przygotowanie i wdrożenie projektu utworzenia w Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. z dniem 1 lipca 2016 r. trzech kopalń zespolonych: KWK ROW, KWK Ruda i KWK Piast-Ziemowit.

Nadrzędny cel przyjętej ścieżki restrukturyzacji to utworzenie efektywnego i sprawnego organizacyjnie podmiotu gospodarczego. Zaprezentowana w materiale koncepcja uzyskania efektów wynikających z funkcjonowania kopalń zespolonych obejmuje aspekty kluczowe dla przyszłej działalności spółki. Funkcjonowanie Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. w modelu zintegrowanym gwarantuje warunki rozwoju kopalń, dodatnio wpływa na wzrost potencjału wytwórczego rodzimych źródeł energii i przyczynia się do utrzymania strategicznych zasobów energetycznych węgla kamiennego, które są gwarantem bezpieczeństwa energetycznego Polski.

**Centrala**

Piotr Bojarski, Leszek Kloc, Halina Potoczek

Zagrożenie metanowe oraz studium kosztów profilaktyki metanowej w latach 2012-2015 na przykładzie wybranych kopalń – Polska Grupa Górnicza sp. z o.o.

Streszczenie

Eksploatacji węgla towarzyszy występowanie licznych zagrożeń naturalnych - zagrożeń wynikających z własności górotworu i eksploatowanej kopaliny. Zaliczamy do nich m.in. zagrożenie metanowe. Zagrożenie to powoduje, że praca w górnictwie jest bardzo niebezpieczna - zdarzało się, że było ono przyczyną katastrof górniczych.

Metan, najprostszy węglowodór nasycony z grupy parafin, towarzyszy większości złóż węgla. Pod pojęciem zagrożenia metanowego rozumie się występowanie nadmiernych zawartości tego gazu w wyrobiskach górniczych, co stanowi źródło poważnego zagrożenia bezpieczeństwa załogi górniczej, a także ciągłości ruchu kopalni. Metan nie jest trujący dla człowieka, ale przy dużych koncentracjach w powietrzu kopalnianym wypierając tlen powoduje powstawanie „atmosfery niezdatnej do oddychania". Mieszanina powietrza

z metanem w zależności od jego stężenia ma własności palne lub wybuchowe.

W Polskiej Grupie Górniczej sp. z o.o. tylko KWK Piast-Ziemowit (Ruch Piast i Ruch Ziemowit) prowadząca eksploatację w części wschodniej Górnośląskiego Zagłębia Węglowego jest kopalnią niemetanową. W 2015 roku z pokładów metanowych pochodziło 66,4 % węgla wydobywanego w kopalniach byłej Kompanii Węglowej S.A., przy czym 26 % to wydobycie węgla z pokładów zaliczonych do najwyższej, IV kategorii zagrożenia metanowego.

Prowadzenie eksploatacji węgla w kopalniach metanowych wymaga stosowania odpowiedniej profilaktyki zagrożenia metanowego. Rozpoczyna się ona już na etapie projektowania robót górniczych i trwa do czasu likwidacji rejonu. Coraz częściej same metody wentylacyjne są niewystarczające dla niedopuszczenia do powstawania w wyrobiskach górniczych niebezpiecznych nagromadzeń tego gazu. Najbardziej skuteczną, ale i bardzo kosztowną metodą obniżenia zagrożenia metanowego jest odmetanowanie górotworu. Koszty ponoszone na profilaktykę i zwalczanie zagrożenia metanowego

obciążają koszty wydobycia węgla. Dlatego też wydajność odmetanowania w kopalniach Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. dopasowywana jest do skali zagrożenia metanowego i utrzymywana na poziomie, który pozwala zapewnić bezpieczeństwo zatrudnionej załodze oraz osiągnąć założoną wielkość produkcji.
W artykule przedstawiono analizę kosztów profilaktyki metanowej dla kopalń o różnej metanowości bezwzględnej i jej wpływie na poziom tych kosztów.
Metan, gaz występujący w pokładach węgla to jednocześnie paliwo i ujęcie go na powierzchnię systemami odmetanowania stwarza możliwość jego gospodarczego wykorzystania. Jest to źródło dodatkowych korzyści ekonomicznych i sposób częściowego rekompensowania kosztów profilaktyki metanowej.

**Centrala**
Adam Barański, Piotr Bojarski, Leszek Kloc, Lurka A., Mutke G.
Prognoza" zagrożenia tąpaniami — stagnacja czy rozwój ? — wybór należy do nas.
Część I Rejony o potencjalnie największym zagrożeniu tąpaniami w GZW i kopalniach
Część II Teoretyczne możliwości metod prognostycznych i ich wykorzystanie
Streszczenie
W prezentacji przedstawiono obszary (kopalnie) o największym zagrożeniu tąpaniami i sejsmicznym w GZW. Uwzględniając analizy tąpnięć i odprężeń zaistniałych w ostatnich latach w kopalniach obecnie wchodzących w skład Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. wskazano rejony o potencjalnie największym zagrożeniu. Przytoczono powszechnie stosowane metody wyprzedzającej i bieżącej oceny stanu zagrożenia. Wskazano na przypadki braku właściwego dokumentowania i wykorzystywania informacji o sytuacjach wysokiego zagrożenia zaistniałych w przeszłości w rejonach gdzie współcześnie prowadzone są roboty górnicze. Scharakteryzowano możliwości wykorzystania w praktyce ruchowej kopalń nowych metod obserwacyjnych i prognostycznych opracowanych w ostatnich kilkunastu latach w jednostkach naukowo-badawczych. Wskazano kilka niezbędnych warunków dla zwiększenia efektywności oceny zmian stanu zagrożenia tąpaniami.

**Centrala**
Adam Barański, Tomasz Kowal, Andrzej Tor, Remigiusz Ziarno
Pomiar, interpretacja i procedury dla oceny oddziaływania wstrząsów górniczych na powierzchnię terenu (doświadczenia z kopalń PGG sp. z o.o.).
Streszczenie
W wystąpieniu omówiono kompleks zagadnień związanych z opracowaniem i wprowadzeniem do powszechnego stosowania w kopalniach Kompanii Węglowej S.A., a obecnie Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. empiryczno-pomiarowej górniczej skali intensywności drgań GSIGZWKW-2012 służącej do oceny i prognozy oddziaływania wstrząsów indukowanych eksploatacją złóż węgla kamiennego na budynki, infrastrukturę techniczną i na ludzi. Przedstawiono rozwój powierzchniowych systemów sejsmometrycznych i skali GSI GZWKW w oparciu o coraz bogatszy materiał obserwacyjny własny oraz uzyskiwany w ramach współpracy z jednostkami naukowymi. Odniesiono się do wymagań stawianych aktualnie przez przepisy górnicze w trakcie sporządzania planów ruchu zakładu górniczego w za-kresie prognozowanych parametrów drgań od wstrząsów górniczych i odporności dynamicznej budynków na wstrząsy. Zwrócono uwagę na potrzebę, a w zasadzie na konieczność, standaryzacji nazewnictwa i sposobu dokumentowania oddziaływania wstrząsów górniczych na powierzchnię terenu i skutków tych oddziaływań. Przedstawiono nowe procedury wprowadzane w kopalniach Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. po zaistnieniu wstrząsów górniczych o wysokich energiach.

**Centrala**
G.Mutke, H.Marcak, F.Mutke, Adam Barański

Metoda wyznaczania mapy intensywności drgań po wystąpieniu silnego wstrząsu górniczego.

**Centrala**

Elżbieta Gałuszka

Największe wyzwania sfery pracowniczej dla polskiego górnictwa okiem i działaniem projektu „Górnictwo OK.”.

**KWK ROW Ruch Jankowice**

Stanisław Konsek, Czesław Mazurek, Korneliusz Jendrzejek, Tomasz Piecha

Zastosowanie górniczej chłodziarki azotu (GCA) jako dodatkowego elementu w profilaktyce pożarowej KWK ROW Ruch Jankowice.

Streszczenie:

W artykule przedstawiono sposób schładzania azotu inertyzującego zroby ścian, w profilaktyce pożarowej stosowanej w KWK Jankowice. Zastosowanie górniczej chłodziarki azotu było podyktowane zwiększeniem skuteczności profilaktyki przeciwpożarowej. Doświadczenia w stosowaniu górniczej chłodziarki azotu pokazano na przykładzie ścian Z-1 w pokł. 501/3 i Z-2 w pokł. 417/1. Zastosowanie górniczej chłodziarki azotu w profilaktyce pożarowej pozwoliło na utrzymywanie procesów samozagrzewania węgla na niskim poziomie.

**KWK ROW Ruch Marcel**

Daniel Wowra*, Marcin Mieszczak*, Bartosz Chomański*, Dariusz Pawelec**, Andrzej Ryszka**, Paweł Kamiński***

Wymiana konstrukcji zsuwni dwukierunkowej z klapą rozdzielczą oraz klap wysypowych zbiorników odmiarowych przy szybie III na poz. 830 m w KWK ROW Ruch Marcel.

* – KOPEX – PBSz SA

** – Polska Grupa Górnicza Sp. z o.o. Oddział KWK ROW Ruch Marcel

*** – KOPEX-PBSz S.A. /AGH w Krakowie

**KWK ROW Ruch Chwałowice**

Mieczysław Wojtyński, Bogdan Skłodowski, Arkadiusz Kowal, Bohdan Wilczok

Metody utrzymywania wyrobisk pionowych na przykładzie szybu VII Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. Oddziału KWK ROW Ruchu Chwałowice.

Streszczenie

Referat opisuje rozwiązania zastosowane w szybie wentylacyjnym VII Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. Oddział KWK ROW Ruch Chwałowice, w celu utrzymania wyrobiska pionowego. Zawiera zdjęcia i rysunki poglądowe pokazujące pierwotny stan obudowy szybu oraz w trakcie jej zabezpieczenia, naprawy i wzmacniania. Przedstawia także informacje na temat monitoringu obudowy szybowej tj. działań podjętych w celu zapewnienia bezpieczeństwa załogi zatrudnionej w szybie w trakcie zabezpieczenia i naprawy obudowy. Ponadto przywołuje koncepcje dalszego postępowania zapewniającego utrzymanie stateczności obudowy szybu VII.

**KWK ROW Ruch Rydułtowy**

Bez referatów

**KWK RUDA**

Michał Piecha, Krzysztof Kiełbiowski, Andrzej Sojka, Grzegorz Szuba

Udostępnienie pokładu 405 w partii L w rejonie przygranicznym ruchów Halemba i Bielszowice wraz z planowaną eksploatacją w filarze Elektrowni Halemba.

Streszczenie

Utworzenie KWK RUDA składającej się z trzech ruchów: Halemba, Bielszowice i Pokój, skłania do szerszego spojrzenia na możliwość udostępnienia i podjęcia wspólnej eksploatacji pokładów w rejonach przygranicznych. Pozwoli to na ograniczenie kosztów robót przygotowawczych, zbrojeniowo-likwidacyjnych oraz umożliwi pełniejsze wykorzystanie posiadanych zdolności produkcyjnych.
Przeprowadzona analiza udostępnienia i rozcięcia w części północnej pokładu 405 w partii L dla ruchów Halemba i Bielszowice wskazuje na możliwość zwiększenia efektywności wykorzystania złoża przy równoczesnym zmniejszeniu kosztów jego sczerpania.
Przedstawiono również drogi odstawy urobku, transportu materiałów i załogi, dostarczenie niezbędnych mediów, drogi wentylacyjne.
W końcowej części referatu przedstawiono możliwość wykorzystania wykonanych robót udostępniających do przekierowania całości urobku z Ruchu Halemba ma Ruch Bielszowice, co otwiera możliwości dalszej redukcji kosztów funkcjonowania kopalni.

**KWK RUDA**

Michał Piecha, Krzysztof Kiełbiowski, Krzysztof Kuś, Wiktor Sobota

Udostępnienie i eksploatacja pokładu 405 w partii L oraz 410 w partii K w KWK Ruda w aspekcie zwalczania prognozowanego zagrożenia klimatycznego.

Streszczenie

Referat dotyczy klimatyzacji grupowej wyrobisk w partii L i K w pokładzie 405 i 410 w południowej części obszaru górniczego KWK Ruda Ruch Halemba. Przeprowadzone prognostyczne obliczenia rozkładu temperatury w wyrobiskach eksploatacyjnych i drążonych przodkach wykazały, że konieczne będzie zastosowanie układu do chłodzenia powietrza w wyrobiskach górniczych. Na podstawie analizy zagrożenia temperaturowego określono zapotrzebowanie mocy chłodniczej dla eksploatacji w partii L i K w pokładzie 405 i 410 obszaru górniczego KWK Ruda Ruch Halemba.
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 L i K. Ciepło skraplania z agregatów chłodniczych odprowadzane będzie do wody z systemu odwadniania kopalni.

**KWK RUDA Ruch Bielszowice**

Łukasz Wojtecki, Michał Piecha Aleksander Pietrzycki

Analiza mechanizmu ognisk wstrząsów lokalizowanych w wytworzonych filarach ochronnych ustanowionych dla obiektów podziemnych i powierzchniowych Polska Grupa Górnicza sp. z o.o.

Streszczenie

W celu ochrony obiektów powierzchniowych i podziemnych przed wpływami prowadzonej w kopalniach węgla kamiennego eksploatacji ustanawia się filary ochronne. Wieloletnia i wielopokładowa eksploatacja w sąsiedztwie wyznaczonych filarów doprowadza do wzrostu naprężeń w ich obrębie. Incydentalnie może dochodzić do relaksacji nagromadzonych w górotworze naprężeń, z czym wiąże się występowanie wysokoenergetycznych wstrząsów górotworu. Poznanie procesów zachodzących w ogniskach wysokoenergetycznych wstrząsów ma istotne znaczenie. Analiza mechanizmu ogniska wstrząsu pozwala odtworzyć sposób destrukcji górotworu w strefie ogniskowej. Najbardziej prawdopodobne mechanizmy powstawania zjawisk sejsmicznych można określić dzięki metodzie inwersji tensora momentu sejsmicznego. W artykule zostały przedstawione wyniki analizy mechanizmów ognisk wysokoenergetycznych wstrząsów górotworu, które wystąpiły w filarach ochronnych dla obiektów podziemnych i powierzchniowych w obszarze górniczym KWK "Ruda" Ruch "Bielszowice" w ostatnich latach. Z częścią analizowanych wstrząsów wiązało się wystąpienie zjawisk dynamicznych w wyrobiskach zlokalizowanych w obrębie ustanowionych filarów. Przeprowadzona analiza może okazać się przydatna przy projektowaniu robót górniczych w rejonach filarów ochronnych.

**KWK RUDA Ruch Bielszowice**

Michał Piecha, Aleksander Pietrzycki, Tadeusz Jagła, Adam Barański

Koszty i efektywność działań profilaktycznych przy współwystępowaniu zagrożeń tąpaniami i metanem na przykładzie eksploatacji wybraną ścianą.

Streszczenie

KWK Ruda należy do silnie zagrożonych tąpaniami i metanem kopalń Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. W kopalni Ruda Ruch Bielszowice jednym z kluczowych tak pod względem zasobów jaki i jakości węgla jest pokład 405/2. Rozwój eksploatacji tego pokładu będzie się odbywał na dużych głębokościach przy wysokim stanie zagrożenia metanowego i tąpaniami. Warunki geologiczno-górnicze przy eksploatacji tego pokładu wymuszają stosowanie efektywnych działań profilaktycznych tak pod względem ograniczania zagrożeń jak i kosztów ich stosowania.

W prezentacji przedstawiono aktywne metody profilaktyczne z zakresu zagrożenia metanem i tąpaniami zastosowane podczas eksploatacji pokładu 405/2 w Partii „Borowa" KWK Ruda Ruch Bielszowice. Rozwój techniki strzałowej oraz poziomu robót wiertniczych umożliwił zastosowanie podczas eksploatacji tego pokładu profilaktyki zarówno metanowej jak i tąpaniowej w zakresie dotychczas nie stosowanym w polskim górnictwie węglowym oraz wskazał możliwości oraz kierunki rozwoju dla polepszenia bezpieczeństwa eksploatacji w tak trudnych warunkach współwystępowania zagrożeń naturalnych. Jedną z perspektywicznych możliwości jest zastosowanie wierceń kierunkowych w profilaktyce metanowej, wierceniach geologicznych i studialnie w profilaktyce tąpaniowej.

Zastosowanie znanej i praktykowanej już techniki wierceń kierowanych, realizowanych siłami własnymi - przez oddział kopalni, poza zwiększeniem efektywności stosowanej profilaktyki powinno wpłynąć na znaczne obniżenie jej kosztów.

** PGG sp. z o.o. KWK RUDA Ruch Bielszowice

* PGG sp. z o.o. Centrala

**KWK RUDA Ruch Halemba**

Bez referatów

**KWK RUDA Ruch Pokój**

Bez referatów

**KWK Piast-Ziemowit Ruch Piast**

Krzysztof Kuczowicz (Piast), Krzysztof Krasucki (Piast), Ryszard Jonkisz (Piast) Tomasz Śpiewak (DT ZGRI),

Wdrożenie w KWK „Piast-Ziemowit" Ruch Piast mechanicznego urządzenia dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi typu PCE-UT.

**KWK Piast-Ziemowit Ruch Piast**

Krzysztof Kuczowicz, Krzysztof Krasucki, Artur Bochenek, Andrzej Rybarczyk, Jacek Chodzidło

Doświadczenia KWK Piast – Ziemowit Ruch Piast w zakresie przezbrajania ścian.

**KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit**

Grzegorz Śladowski, Adrian Gołda, Krzysztof Wieczorek,

Analiza mechanizmów wstrząsów górniczych indukowanych eksploatacją pokładu 209 pod resztką pokładu 207 w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit.

Streszczenie

Autorzy prezentują wyniki analiz mechanizmów ognisk wstrząsów górniczych towarzyszących eksploatacji pokładu 209 w bloku E, które przeprowadzono w oparciu o rejestracje prowadzone za pomocą rozbudowanej oddziałowej sieci sejsmologicznej dedykowanej specjalnie dla ścian 100, 101 i 102. Eksploatacji pokładu 209 w bloku E ścianami 100-102 towarzyszyła okresowo podwyższona

aktywność sejsmiczna. Zgodnie z wynikami analiz sejsmiczności i warunków górniczo-geologicznych, opracowaniami sporządzonymi przez uprawnionych rzeczoznawców i wynikami badań geofizycznych geneza wstrząsów wysokoenergetycznych występujących w czasie eksploatacji pokładu 209 ścianami 100, 101 i 102 była związana z rozwojem strefy naruszenia górotworu szczególnie w obszarze występowania zaszłości eksploatacyjnych pokładów nadległych oraz występowaniem wysoko nad pokładem grubych warstw piaskowca zdolnego do kumulowania energii sprężystej. Zaprezentowane wyniki analizy mechanizmów ognisk wstrząsów dotyczą najsilniejszych wstrząsów, zarejestrowanych w obrębie oddziaływania resztki pokładu 207 w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit.

**KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit**

Grzegorz Śladowski, Krzysztof Setlak, Krzysztof Wieczorek, Adrian Gołda

Krawędzie eksploatacji pokładów nadległych dominującym czynnikiem wysokiej sejsmiczności podczas eksploatacji pokładu 209 pod resztką pokładu 207 w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit..

Streszczenie

Eksploatacji pokładów węgla w KWK Piast-Ziemowit towarzyszy okresowo wysoka aktywność sejsmiczna, przejawiająca się występowaniem wstrząsów o znacznych energiach. Dane dotyczące dotychczasowej aktywności sejsmicznej towarzyszącej eksploatacji pokładu 209 w bloku E, prowadzonej w Ruchu Ziemowit KWK Piast-Ziemowit, pozwoliły na dokonanie analizy wpływu zaszłości eksploatacyjnych na obraz sejsmiczności obserwowanej w czasie wybierania kolejnych ścian w tym rejonie. Wyniki analizy wskazują, że krawędzie i resztki pokładów nadległych, szczególnie w obszarach współwystępowania, mają istotny wpływ na poziom aktywności sejsmicznej towarzyszącej prowadzonej eksploatacji.

**KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit**

Paweł Budzyński, Paweł Ficek, Henryk Kania

Analiza składu chemicznego i fazowego produktów korozji obudowy chodnikowej w warunkach KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit.

Streszczenie

W artykule przedstawiono wpływ warunków środowiska kopalnianego na przebieg zjawiska korozji obudowy stalowej wyrobisk korytarzowych. Przeprowadzono analizę czynników wpływających na proces korozji, scharakteryzowano poszczególnych rejonów kopalni. Przedstawiono wyniki badań składu chemicznego produktów korozji wykonanych za pomocą spektrometrii rentgenowskiej (EDS) oraz mikroskopii (SEM) a także wyniki badań składu fazowego produktów korozji za pomocą dyfrakcji rentgenowskiej (XRD).

**KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit**

Marek Modrzik, Łukasz Siodłak, Paweł Budzyński, Paweł Ficek

Torkretowanie jako alternatywa przebudowy obudowy wyrobisk korytarzowych -doświadczenia KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit.

Streszczenie

Obudowa wyrobisk korytarzowych na skutek oddziaływania środowiska kopalnianego oraz górotworu ulega nieustannej degradacji. Wymiana obudowy to w efekcie przebudowa wyrobisk, która jest bardzo czasochłonna, kosztowna, niebezpieczna i zaburza normalne użytkowanie wyrobiska. Odpowiednio wcześniejsze zdiagnozowanie stanu obudowy oraz prognozowanie warunków w jakich będzie pracowała umożliwia ograniczenie ilości wykonywanych przebudów poprzez zastosowanie właściwych, mniej kosztownych zabiegów wzmacniających obudowę, do których możemy zaliczyć torkretowanie. W artykule przedstawiono doświadczenia KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit w tym zakresie oraz efekty podjętych działań.

**KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit**

Marek Modrzik, Łukasz Siodłak, Paweł Budzyński, Paweł Ficek

Doświadczenia KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit w zakresie stosowania obudowy kotwowej.

Streszczenie

W artykule przestawiono rys historyczny z stosowania obudowy kotwowej w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit, opisano najpopularniejsze rodzaje systemów kotwiowych oraz etapy projektowania obudowy kotwowej. Przedstawiono doświadczenia z zastosowania kotew linowych, linowo-iniekcyjcych oraz samowiertnych-iniekcyjnych.

**KWK Piast-Ziemowit**

Jerzy Kornaś, Dariusz Kołodziejczyk, Oliwier Kawala, Andrzej Pieczyrak

Pracujące ręce wymagają szczególnej ochrony – właściwy dobór rękawic dla pracowników kopalń – rezultaty i problemy.

Streszczenie

W referacie przedstawiono problematykę związaną z właściwym doborem rękawic dla pracowników kopalń na wybranych stanowiskach pracy. Autorzy artykułu poruszają zagadnienia związane z wymogami jakie pracodawca - Polska Grupa Górnicza sp. z o.o. stawia przed środkami ochrony dłoni. W prosty sposób wyjaśniono z czego wynikają i jak należy czytać piktogramy znajdujące się na rękawicach. Przedstawiono również doświadczenia KWK Piast-Ziemowit w zakresie możliwości wyposażenia pracowników w środki ochrony dłoni w zależności od stanowiska pracy.

**KWK Piast-Ziemowit**

Leon Stefanides, Grzegorz Falkus

Modernizacja układu konfekcjonowania RETOPALU – budowa automatycznej linii do paczkowania węgla.

Streszczenie

W prezentacji przedstawiono informacje dotyczące zdolności produkcyjnych Zakładu Przeróbki Mechanicznej w Woli Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. oddział KWK Piast- Ziemowit z uwzględnieniem technologii wzbogacania, konfekcjonowania i dystrybucji węgla. Przedstawiono główne parametry jakościowe produktów handlowych. Zaprezentowano kierunki rozwoju w obszarach produkcji i sprzedaży węgla.

**Zakład Górniczych Robót Inwestycyjnych**

Współautor ze ZGRI referatu:

Krzysztof Kuczowicz (Piast), Krzysztof Krasucki (Piast), Ryszard Jonkisz (Piast) Tomasz Śpiewak (DT ZGRI),

Wdrożenie w KWK „Piast-Ziemowit" Ruch Piast mechanicznego urządzenia dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi typu PCE-UT.

Xxxx Yyyy – spoza PGG

.

**Centrala PGG**

Adam Barański, Piotr Bojarski, Leszek Kloc, Lurka A., Mutke G.

Prognoza" zagrożenia tąpaniami — stagnacja czy rozwój ? — wybór należy do nas.

Część I Rejony o potencjalnie największym zagrożeniu tąpaniami w GZW i kopalniach

Część II Teoretyczne możliwości metod prognostycznych i ich wykorzystanie

Streszczenie

W prezentacji przedstawiono obszary (kopalnie) o największym zagrożeniu tąpaniami i sejsmicznym w GZW. Uwzględniając analizy tąpnięć i odprężeń zaistniałych w ostatnich latach w kopalniach obecnie wchodzących w skład Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. wskazano rejony o potencjalnie największym zagrożeniu. Przytoczono powszechnie stosowane metody wyprzedzającej i bieżącej oceny stanu zagrożenia. Wskazano na przypadki braku właściwego dokumentowania i wykorzystywania informacji o sytuacjach wysokiego zagrożenia zaistniałych w przeszłości w rejonach gdzie współcześnie prowadzone są roboty górnicze. Scharakteryzowano możliwości wykorzystania w praktyce ruchowej kopalń nowych metod obserwacyjnych i prognostycznych opracowanych w ostatnich kilkunastu latach w jednostkach naukowo-badawczych. Wskazano kilka niezbędnych warunków dla zwiększenia efektywności oceny zmian stanu zagrożenia tąpaniami.

# Zastosowanie urządzeń małej mechanizacji w kopalniach węgla kamiennego

Kazimierz Poznański, Piotr Ruda, Józef Rusinek
*FAMA Sp. z o.o., Gniew*

STRESZCZENIE

Wraz ze zwiększającą się głębokością eksploatacji warunki prowadzenia prac stawiają producentom maszyn i urządzeń nowe wyzwania. Dotyczy to przede wszystkim stosowanych rozwiązań w urządzeniach tzw. małej mechanizacji. Mechanizacja prac eksploatacyjnych osiągnęła już spore sukcesy, o czym świadczą uzyskiwane wskaźniki techniczno-ekonomiczne. Natomiast proces tzw. małej mechanizacji traktowany jest wybiórczo. Autorzy artykułu zwracają szczególną uwagę na proces mechanizacji prac poprzez urządzenia, które znajdują zastosowanie czy to w stosowanych systemach transportu lub mogą być stosowane na różnych stanowiskach pracy. Proponowane do stosowania urządzenia mają za zadanie zmniejszyć wysiłek pracownika i równocześnie podnieść poziom bezpieczeństwa wykonywanych prac.

SŁOWA KLUCZOWE: Urządzenia do mechanizacji prac w transporcie, hydromotory satelitowe HSE

## 1. WSTĘP

Koncentracja wydobycia stawia coraz wyższe wymagania związane z wydajnością poszczególnym ogniwom ciągu technologicznego. Istotnym elementem jest również przemieszczanie materiałów i urządzeń czasami nawet na niezbyt duże odległości w płaszczyźnie poziomej jak i podnoszenie ich w płaszczyźnie pionowej. Dotyczy to stanowisk stacjonarnych (np. w różnego rodzaju warsztatach lub komorach funkcyjnych) jak i przemieszczanie maszyn i urządzeń na niezbyt duże odległości (np. przy załadunku sekcji obudowy zmechanizowanej ze spągu na platformę transportową za pomocą wciągnika hydraulicznego). Aby procesy transportu były realizowane wydajnie, bezpiecznie i były dobrze zorganizowane to załoga musi być wyposażona w stosowny sprzęt, którym realizuje zadania. Można stwierdzić, że do tych celów służy tzw. mała mechanizacja. Urządzenia do robót eksploatacyjnych posiadają odpowiedni poziom techniczny adekwatny do stawianych zadań produkcyjnych, o tyle tzw. mała mechanizacja zwłaszcza w pracach transportowych przy załadunkach, rozładunkach bądź przeładunkach jest nie przez użytkowników właściwie doceniana. Firma FAMA posiada wieloletnie doświadczenia w stosowaniu urządzeń tzw. małej mechanizacji zarówno górnictwie jak i innych segmentach gospodarki. Autorzy uważają, że przedstawione w artykule urządzenia zostały zweryfikowane z pozytywnym efektem w polskich kopalniach.

## 2. POTENCJAŁ FIRMY FAMA Sp. z o.o.

Historia firmy FAMA Sp. z o.o. w Gniewie rozpoczęła się w 1852 r. od uruchomienia Fabryki Maszyn Rolniczych i Odlewni przez Hansa Schelera, której głównym asortymentem były narzędzia i maszyny dla rolnictwa. Transformacje ustrojowe oraz zmiany rynkowe doprowadziły w konsekwencji do zmian profilu produkcji. Wykorzystując posiadane doświadczenia, potencjał techniczny i ludzki staliśmy się znaczącym producentem oraz dostawcą maszyn i urządzeń między innymi dla górnictwa. Dynamiczne i prężne działanie firmy na rynku jest efektem posiadanego potencjału technicznego i odpowiednich zasobów ludzkich.

### 2.1. *Potencjał techniczny*

FAMA Sp. z o.o. jest firmą produkcyjną, posiadającą nowoczesny i wyspecjalizowany park maszynowy, wieloletnie doświadczenie w branży oraz wysoko wykwalifikowaną kadrę pracowniczą. Dysponując własnym Biurem Badawczo-Rozwojowym współpracującym z placówkami naukowo-technicznymi, realizuje projekty o najwyższym stopniu zaawansowania technologicznego. Jednym z najważniejszych osiągnięć w ostatnim czasie jest opracowanie i wdrożenie do produkcji nowego rozwiązania dla produkowanych przez nas jednostek hydraulicznych, zasilanych emulsją olejowo-wodną HFA. Zwiększone zostało m.in. ciśnienie robocze, a także moc, bez zmiany gabarytów samych silników. Są to hydromotory satelitowe HSE. Dzięki stałemu zwracaniu uwagi na rozwój oferowanych produktów, firma umacnia swoją pozycję na rynku. Pozwala to w pełni reagować na potrzeby coraz bardziej wymagających klientów. Jednym z innowacyjnych rozwiązań opracowanych przez Biuro Badawczo-Rozwojowe spółki, jest urządzenie do prostowania i kształtowania na zimno uszkodzonych elementów obudowy chodnikowej. Jest to jedyne dostępne rozwiązanie na rynku, pozwalające na ich regenerację w warunkach dołowych. Regenerowane elementy obudowy mogą być ponownie wykorzystywane do zabudowy w chodniku. Park maszynowy w firmie stanowią najnowocześniejsze urządzenia stosowane do produkcji wyrobów oferowanych na rynku Na potencjał produkcyjny i zasoby technologiczne składają się miedzy innymi zastosowania maszyn i urządzeń o najwyższych standardach takich jak: wycinarka laserowa eVision Model F3.0 z automatycznym magazynem blach, uniwersalne centrum obróbcze DMU 105 Monoblock, próżniowy piec do obróbki cieplnej, elektro-drążarka drutowa typ FA 10S, tokarko-frezarka CTX Beta 1250 TC, malarnia proszkowa z opcją pasywacji.

### 2.2. *Potencjał ludzki*

Polityka kadrowa i jej realizacja w firmie FAMA Sp. z o.o. to ważny element prawidłowego funkcjonowania. Naszym celem jest stworzenie aktywnego zespołu ludzi realizujących strategie firmy. Każdy z pracowników przyczyna się do sukcesu całego zespołu, za którego odpowiedzialność ponoszą również wszyscy. Naszych pracowników uważamy za jeden z najważniejszych zasobów, jakim dysponujemy. Pracownicy tworzą, kształtują i rozwijają firmę. Dzięki zdolnościom przyciągania młodych, energicznych, kreatywnych i zaangażowanych pracowników, posiadamy cenny kapitał ludzki. Celem jest zatrudnianie osób ambitnych, dla których przyczynienie się do sukcesu firmy stanowi wyznacznik ich samorealizacji. Podejmujemy starania w zachęcaniu naszych pracowników do podejmowania nauki, doskonalenia swoich umiejętności i podnoszenia kwalifikacji zawodowych. Realizujemy szkolenia pracowników mające na celu poszerzenie wiedzy na temat funkcjonowania firmy oraz poprawę efektywności pracy zespołowej w zakresie realizacji zadań. FAMA jest firmą, w której kreatywni pełni energii za-

angażowania ludzie pracują wspólnie, aby realizować ambitne cele dbając jednocześnie o zapewnienie jak najwyższych standardów. Firma posiada własne Centrum Badawczo Rozwojowe, które prowadzi prace badawczo-rozwojowe oraz wdraża nowe technologie. Ponadto współpracuje z jednostkami naukowymi efektem czego są wprowadzane na rynek nowe produkty bądź są istniejące są modernizowane. Obecnie realizujemy trzy prace badawcze przy współpracy z Politechnikami Gdańską i Wrocławską. Zadania realizowane są przez załogę liczącą ponad 200 osób.

## 3. URZĄDZENIA SŁUŻĄCE DO MECHANIZACJI PRAC W GÓRNICTWIE

Mechanizacja prac pod ziemią ma za zadanie zmniejszyć wysiłek ludzki, zwiększyć wydajność, podnieść poziom bezpieczeństwa wykonywanej pracy efektem czego jest poprawienie wyniku ekonomicznego kopalni. Jednym z najistotniejszych elementów tego procesu jest tzw. mała mechanizacja. Firma nasza specjalizuje się we wprowadzaniu na rynek urządzeń małej mechanizacji jak i również innych produktów, które pozwalają obniżyć koszt jednostkowy. Mechanizacja prac zwłaszcza transportowych jest często efektem współpracy kontrahenta i firmy. Na bazie wieloletnich doświadczeń w stosowaniu naszych wyrobów jednym z najważniejszych czynników był element dostosowania danego wyrobu do warunków i doświadczeń załogi w stosowaniu proponowanych rozwiązań. Jako firma cenimy sobie współpracę z użytkownikiem, bo wiemy, że daje to obopólne korzyści w stosowanych rozwiązaniach.

### 3.1. *Oferowane wyroby*

Do realizacji zadań produkcyjnych związanych z mechanizacją prac służą urządzenia, w których zastosowano następujące napędy:

- ręczny,
- pneumatyczny,
- hydrauliczny,
- elektryczny.

Rodzaje stosowanych napędów przedstawia rysunku 1.
Urządzenia przedstawione na rysunku 1 scharakteryzowano w punktach:

3.1.1. Dźwigniowy wciągnik łańcuchowy typu UL służy do podnoszenia lub przeciągania mas o udźwigu znamionowym od 0,75–6.0 ton i wysokości podnoszenia 1,5 m (standard) lub wg zamówienia.

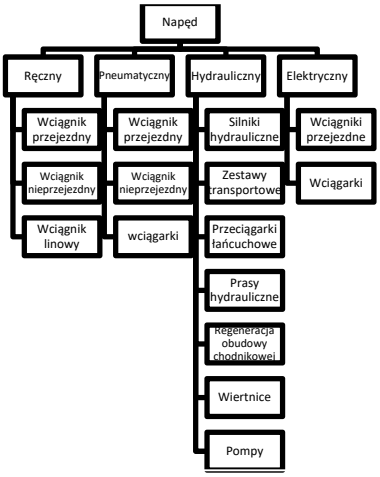
3.1.2. Wciągnik nieprzejezdny typu WN przeznaczony jest do podnoszenia i opuszczania elementów maszyn i urządzeń. Udźwig znamionowy od 0,5–10,0 ton. Są przystosowane do wózków typu WPS produkcji FAMA. Wysokość podnoszenia maksymalnie 30,0 m.

3.1.3. Wciągnik przejezdny ręczny typu WP przeznaczony jest do podnoszenia i opuszczania elementów maszyn i urządzeń. Udźwig znamionowy od 0,5–10,0 ton. Wysokość podnoszenia i manewrowa wg zamawiającego.

3.1.4. Wciągniki łańcuchowe połączone w zestaw typu WP/A-D przeznaczone są do podnoszenia i opuszczania oraz przemieszczania poziomego z wykorzystaniem trasy kolei elementów maszyn i urządzeń. Udźwig znamionowy pojedynczego wciągnika od 0,5–10,0 ton. Wysokość podnoszenia i manewrowa wg zamawiającego.

3.1.5. Wózek przejezdny szynowy typu WPS przeznaczony do zabudowy w zestawach transportowych. Nośność wózka 40 kN, prędkość jazdy max. 2,0 m/s, siła ciągnąco-pchająca max. 80 kN.

3.1.6. Wciągnik nieprzejezdny hydrauliczny typu WNH przeznaczone są do podnoszenia i opuszczania elementów maszyn i urządzeń. Udźwig znamionowy wciągnika od 2,5–10,0 ton. Wysokość podnoszenia i elementy napędu wg zamawiającego.




Rys. 1. Podział urządzeń ze względu na stosowany napęd
Fig. 1. Classification of appliances due to the used drive

3.1.7. Wciągnik przejezdny hydrauliczny typu WPH przeznaczone są do podnoszenia i opuszczania oraz przemieszczania poziomego z wykorzystaniem trasy kolei elementów maszyn i urządzeń. Udźwig znamionowy pojedynczego wciągnika od 2,5–10,0 ton. Wysokość podnoszenia i manewrowa oraz elementów napędu hydraulicznego wg zamawiającego.

3.1.8. Wciągnik przejezdny transportowy typu WPT z hydraulicznym napędem przeznaczone są do zabudowy w zestawach transportowych kolejek podwieszonych, udźwig wciągnika 3,0, 3,2 lub 4,0 tony, miejsce zabudowy – tor jezdny, maksymalna wysokość podnoszenia max. 6,0 m, siła ciągnąco-pchająca 80 lub 140 kN.

3.1.9. Zespół belki nośnej typu ZBN z przeznaczone są do podnoszenia i opuszczania oraz utrzymania na żądanej wysokości ładunku o masie 2×3,6 lub 4,0 tony. Siła ciągnąco-pchająca 120 lub 140 kN. Wysokość podnoszenia max. 6,0 m.

3.1.10. Modułowy zestaw nośny typu MZN przeznaczony jest do zabudowy w zestawach transportowych kolejek podwieszonych i utrzymania na żądanej wysokości ładunku o masie 23,0, 25,2 lub 30,0ton. Współpracuje on z urządzeniami ciągnąco-pchającymi siłą nieprzekraczającą 80 lub 140 kN. Wysokość podnoszenia max. 6,0 m.

3.1.11. Ciągniki manewrowe hydrauliczne typu CMH są jednostkami napędowymi przeznaczonymi do transportu kolejkami podwieszonymi na odległość do 80 m, siła ciągnąco-pchająca wynosi 15 kN, a prędkość jazdy 0,32 m/s.

3.1.12. Kabina osobowo-sanitarna typu KOS przystosowana jest do współpracy z kolejkami podwieszonymi z napędem linowym lub własnym. Służy do przewozu max. 12 osób.

3.1.13. Ława 8 i 16 osobowa przystosowana jest do współpracy z kolejkami podwieszonymi z napędem linowym lub własnym i służy do przewozu osób.

3.1.14 Zespół manipulujący typu ZM służy do podnoszenia i przeciągania ładunku o maksymalnej masie 3,0 t osuniętego od osi pionowej wózka toru jezdnego.

3.1.15. Zasobnik narzędziowy jest podwieszony pod wózki jezdne zestawu transportowego kolejki podwieszonej i służy jako pojemnik na narzędzia i osprzęt.

3.1.16. Zasobnik transportowy typu ZATR-3,0 jest podzespołem kolejki podwieszonej do transportu materiałów sypkich, drobnych części oraz materiałów ułożonych na paletach. Ładowność zasobnika max.3,0 t.

3.1.17. Cięgła ramowe typu CR służą do łączenia środków transportowych w zestawy transportowe z urządzeniami ciągnąco-pchającymi o sile uciągu 80 kN lub 140 kN. Służy to wyeliminowaniu kleszczenia się wózków transportowych podczas pchania zestawu.

3.1.18. Cięgła przegubowe służą do łączenia zestawów transportowych z urządzeniami ciągnącymi lub pchającymi siłą do 80 kN. W przypadku luzu wzdłużnego stosuje się podkładkę wychylną.

3.1.19 Cięgła teleskopowe typu TA-F służą do łączenia urządzeń w zestawy transportowe z urządzeniami ciągnąco-pchającymi siłą 80 lub 140 kN. Maksymalna długość cięgła 1000, 1500 lub 2500 mm.

3.1.20 Cięgła transportowe typu A-G służą do łączenia w zestawy transportowe oraz do łączenia z urządzeniami ciągnącymi lub pchającymi siłą 80

3.1.21. Trawersy są jako dodatkowe wyposażenie usprawniające transport elementów nietypowych np. długich, palet EUR lub innych. Zastosowanie trawers pozwala zminimalizować martwą przestrzeń miedzy transportowanym elementem a konstrukcją nośną urządzenia.

3.1.22. Trawersy poprzeczne typu P lub PS zostały wykonane jako wyposażenie dodatkowe usprawniające transport elementów wielkogabarytowych kolejkami podwieszonymi. . Zastosowanie trawers pozwala zminimalizować martwą przestrzeń miedzy transportowanym elementem a konstrukcją nośną urządzenia. Trawersa poprzeczna może być o nośności 3,0 , 6,0 lub 11,5 tony.

3.1.23. Trawersy wzdłużne typu W. Zastosowanie trawers pozwala zminimalizować martwą przestrzeń miedzy transportowanym elementem a konstrukcją nośną urządzenia. Na końcach trawers zamontowano zespoły jazdy, których zadaniem jest kompensacja różnic odległości

pomiędzy punktami mocowania cięgien w zestawie transportowym i trawersie w trakcie przejazdu przez zakręty.

3.1.24. Łańcuchy transportowe przeznaczone są jako dodatkowe wyposażenie dźwignic w pracach przeładunkowych o nośności 3.0 tony złożony z odcinków 13×36 połączonych z sobą ogniwami specjalnymi.

3.1.25. Agregat pompowy typu PT służy do torkretowania wyrobisk podziemnych , wypełniania pustek poeksploatacyjnych, transportowania mieszanek podsadzkowych na bazie cementu i spoiw w pracach górniczych. Maksymalna wydajność 2 000 l/h.

3.1.26. Pompa szlamowa typu PS jest przenośną pompą wirową o napędzie hydraulicznym, dostosowana do pracy przy częściowym lub całkowitym zanurzeniu w cieczy. Pompa przystosowana jest do pompowania zanieczyszczonej wody, ścieków zawierających piasek i inne zanieczyszczenia stałe. Wysokość tłoczenia wynosi 22 m a max. wydajność wynosi 60 $m^3$.

3.1.27. Górniczy agregat hydrauliczny typu GAH służy do zasilania urządzeń hydraulicznych małej mechanizacji. Agregat zasilany jest napięciem 500 lub1000 V. Ciśnienie max. 200 bar.

3.1.28. Przeciągarka łańcuchowa hydrauliczna typu PLH służy do przeciągania po spągu maszyn i urządzeń o max. nachyleniu do $45^0$. Uciąg znamionowy wynosi 30, 50/100 lub 60 kN.

3.1.29. Urządzenie do kształtowania elementów obudowy typu UKO jest przeznaczone do prostowania oraz kształtowania zdeformowanych łuków obudowy chodnikowej o profilu V25––V36. Żurawik obrotowy zamontowany na czole ramy pozwala zmechanizować czynności związane z regeneracją obudowy. Urządzenie jest mobilne poprzez zabudowanie na podwoziu kołowym. Zasilanie urządzenia może się odbywać z magistrali ciśnieniowej lub z agregatu hydraulicznego.

3.1.30. Wiertarka stojakowa przenośna typu WSP służy do wiercenia otworów w górotworze średnio twardym. Ciśnienie zasilania z magistrali ciśnieniowej do 20 MPa. Średnica otworu 43 mm.

3.1.31. Wiertarka podwieszona przenośna typu WPP służy do wiercenia otworów w górotworze średnio twardym. Ciśnienie zasilania z magistrali ciśnieniowej do 20 MPa. Średnica otworu 43 mm.

3.1.32. Wciągnik przejezdny elektryczny typu WPF przeznaczony jest do podnoszenia i opuszczania oraz przemieszczania poziomego elementów maszyn i urządzeń. Udźwig znamionowy 3,0 t, a wysokość podnoszenia 5,0 m.

3.1.33. Wciągarka linowa ręczna typu WLR przeznaczona jest do przemieszczania ładunków w płaszczyźnie poziomej i pionowej przy montażu i demontażu urządzeń. Wciągarki wyposażone są w hamulec cierny. Moment obrotowy uzyskujemy poprzez przekładnie ślimakową. Obciążenie nominalne 1,0 t. Maksymalna pojemność bębna linowego 100 m.

### 3.2. *Hydromotory satelitowe HSE*

Na przestrzeni ponad trzydziestu ostatnich lat opracowano i rozwijano konstrukcje wielu odmian silników z mechanizmami satelitowymi I, II i III typu. Większość odmian tych silników zawierała zespół kompensacji luzów osiowych planety i satelitów.

Pierwszą satelitową maszyną wyporową, opracowaną i wdrożoną do produkcji był silnik satelitowy typu SOK (silnik obiegowo-krzywkowy z mechanizmem satelitowym I typu) [4]. Był on produkowany od 1979 roku w Zakładach Urządzeń Okrętowych *Hydroster* w Gdańsku oraz w firmie *Famur* w Katowicach.

Potrzeby mechanizacji pracy w górnictwie węgla kamiennego doprowadziły do skonstruowania przez inż. Sieniawskiego niewielkich silników satelitowych, zawierających mechanizm satelitowy II typu, przeznaczonych do pracy przy zasilaniu zarówno olejem, jak i emulsją oleju w wodzie typu HFA-E. Silniki te są nazywane silnikami typoszeregu HF i są produkowane przez firmę FAMA Sp. z o.o. w Gniewie oraz firmę *Hydromech* w Lublewie koło Gdańska w różnych odmianach konstrukcyjnych, z kompensacją luzów osiowych oraz bez niej [4].

Kolejnymi silnikami wdrożonymi do produkcji na początku obecnego wieku w firmie FAMA w Gniewie są silniki z mechanizmem satelitowym III typu nazywane silnikami HS. Są to silniki charakteryzujące się dużą objętością roboczą, wyposażone w zespół kompensacji luzów osiowych [4].

Realizujemy także przedsięwzięcia o wysokim stopniu zaawansowania technicznego, którego przykładem są np. hydromotory satelitowe HSE.

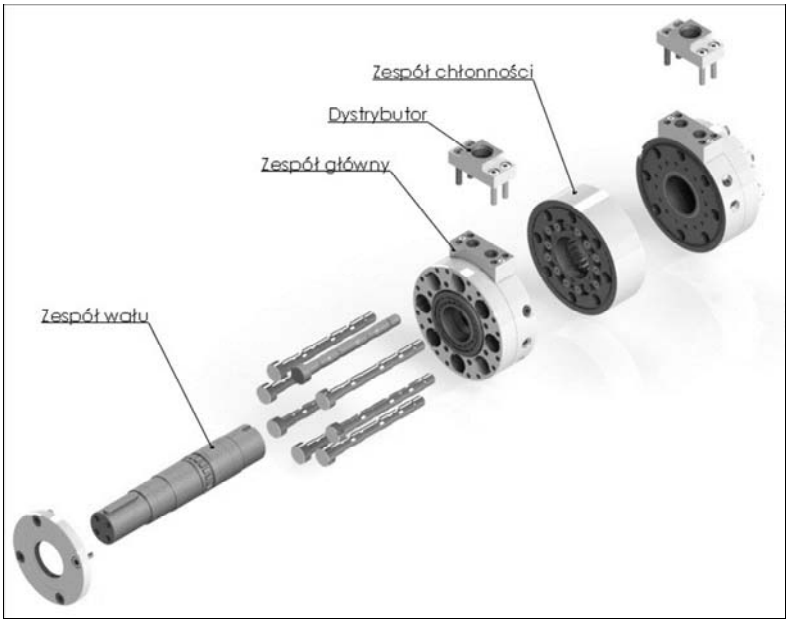
#### 3.2.1. *Zasada działania*

Mechanizm roboczy hydromotoru składa się z obwodnicy uzębionej wewnętrznie, planety uzębionej zewnętrznie oraz satelitów. Komory robocze utworzone są poprzez obwodnicę, planetę, każde dwa sąsiadujące satelity oraz płyty boczne. W płytach znajdują się otwory zasilające dopływu i odpływu czynnika.

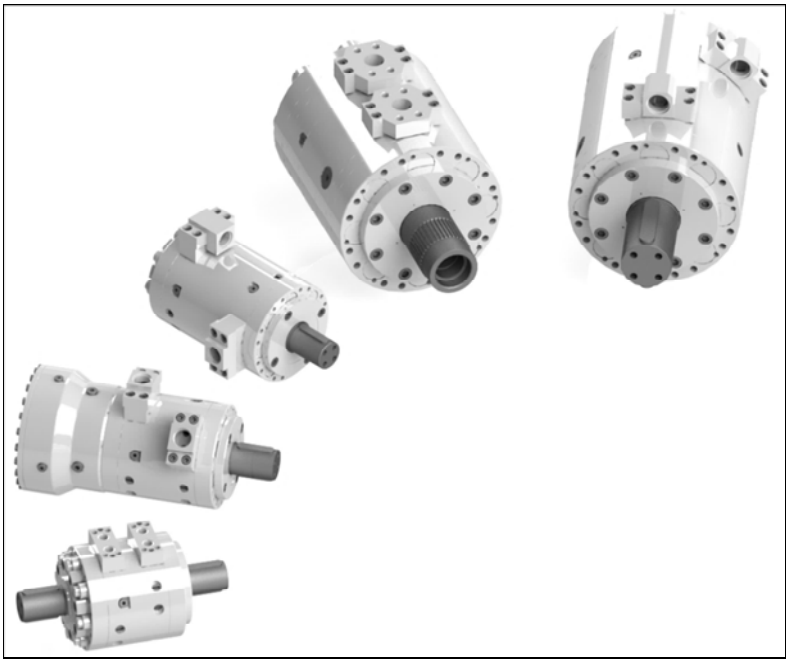
Na rysunkach 2 i 3 przedstawiono hydromotory HSE.

Działanie ciśnienia czynnika roboczego powoduje obiegowe obtaczanie się satelitów po krzywiznach obwodnicy, co wymusza ruch obrotowy planety. Odpowiednie ukształtowanie garbów planety i obwodnicy, co powoduje, że w trakcie obrotu komory roboczej cyklicznie zmieniają swoją objętość. Komory zasilane zwiększają swą objętość natomiast komory zmniejszające swą objętość wytłaczają ciecz. Satelity pełnią rolę ruchomych, szczelnych przegród międzykomorowych. Jednocześnie funkcjonują jako rozdzielacze dopływu i odpływu, zamykając swoją powierzchnią czołową odpowiednie otwory w płytach bocznych w chwili przejścia danej komory z fazy napełniania w fazę wytłaczania.

Hydromotor posiada system hydraulicznej kompensacji luzów osiowych mechanizmu roboczego. Hydromotor można traktować, jako dwa jednakowe silniki hydrauliczne ze wspólnym, umieszczone w jednym korpusie.




Rys. 2. Schemat budowy hydromotorów
Fig. 2. Construction of the hydraulic motors



Rys. 3. Hydromotory HSE
Fig. 3. Hydraulic motors HSE type

3.2.2. *Zastosowanie*

Hydromotory typu HSE wysokomomentowe, wolnoobrotowe o stałej geometrycznej objętości roboczej, przeznaczone są do szerokiego stosowania w napędach maszyn roboczych urządzeń dźwigowych, maszynach górniczych, wiertnicach, mechanizmach pokładowych na statkach oraz w różnych gałęziach przemysłu. Czynnikiem zasilającym układ hydrauliczny mogą być oleje mineralne, emulsja olejowo-wodna HFA lub ciecz trudnopalna HFC.

## 4. PODSUMOWANIE

Na podstawie wieloletnich doświadczeń ze stosowania proponowanych rozwiązań w tzw. małej mechanizacji firma FAMA poprzez własne Centrum Badawczo Rozwojowe wprowadza na rynek coraz to doskonalsze rozwiązania stosowane w górnictwie. Efektem współpracy z Politechnikami są nowatorskie prace badawcze, które stają się innowacyjne a zarazem konkurencyjne w swoim stosowaniu. W chwili obecnej realizujemy trzy takie projekty.

Posiadany kapitał oraz potencjał zasobów pracowniczych zgromadzony w firmie jest w stanie podjąć wyzwanie współpracy nie tylko na rynku krajowym, ale zagranicznym także.

Zastosowanie ww. wyrobów w kopalniach węgla kamiennego zostało zweryfikowane pozytywnie przez: Polską Grupę Górnicza Spółka z o.o., Katowicki Holding Węglowy S.A., Jastrzębską Spółkę Węglową S.A., Tauron Wydobycie S.A. oraz Lubelski Węgiel S.A.

## LITERATURA


[1] FAMA®: 160 lat – 1852–2012 od Fabryki Maszyn Rolniczych i Odlewni do FAMA Sp. z o.o.
[2] FAMA®: Katalog wyrobów segmentu górniczego. Gniew 2015.
[3] FAMA® Sp. z o.o.: Hydromotory satelitowe HSE. Gniew 2016.
[4] Śliwiński P. 2016: Satelitowe maszyny wyporowe. Podstawy projektowania i analiza strat energetycznych. Politechnika Gdańska, Monografie 155, Gdańsk.
[5] Kutnik A., Poznański K.., Hałas W., Rusinek J. 2016: Small Mechanization Equipment Used for Transportation in Coal Mines. International Conference of Mining and Clean Coal Technology, Selected Issues Related to Mining and Clean Coal Technology, Monograph, Kraków, 19–21 September 2016, pp. 625–632.


## ABSTRACT


With the increasing depth of mining, conditions of the operating works pose new challenges for machine producers. This above all applies to solutions used in devices called small mechanization. Mechanization of exploitation has already achieved considerable success as evidenced by the technical and economic indicators. In contrast, the so-called small mechanization process is treated selectively. The authors pay special attention to the process of work mechanization through devices that are used in transportation systems or can be used in various workplaces. The devices proposed for use are designed to reduce the human effort and at the same time increase the level of safety.

# Poziom bezpieczeństwa układów hamulcowych z hamulcem Tüschen & Zimmermann

Frank BECKER, Czesław ZAWADA, Grzegorz LENC

Streszczenie: W artykule przedstawiono wyznaczanie poziomu bezpieczeństwa PL układów hamulcowych firmy *Tüschen & Zimmermann GmbH & Co. KG.* na podstawie normy PN-EN ISO 13849-1, która jest zharmonizowana z Dyrektywą Maszynową 2006/42/WE. Obliczenia przeprowadzono dla pneumatycznych hamulców tarczowych TZ BKG 900 PL/IFVÜL II.

## 1. WPROWADZENIE

Firma **TZ Polska Sp. z o.o.** jako kontynuatorka **Tschan Polska Sp. z o.o** (do 16.07. 2014 roku) działa w Polsce od 2001 roku. Zajmuje się sprzedażą, doradztwem, wdrażaniem i serwisowaniem **układów sprzęgłowo-hamulcowych**, standardowych oraz specjalnych, produkowanych przez firmę Tüschen & Zimmermann GmbH, & Co. KG, do której należy. Firma **Tüschen & Zimmermann GmbH, & Co. KG.** założona w 1963 r. specjalizuje się w układach sprzęgłowo-hamulcowych przeznaczonych do stosowania przede wszystkim w górnictwie. Oferowane urządzenia stosowane są także w przemyśle stalowym, transporcie, energetyce, w instalacjach elektrycznych i spalinowych, jak i w rozwiązaniach specjalnych.

## 2. WYMOGI PRAWNE

Dyr. Masz. 2006/42/WE wymaga, aby maszyna nie stwarzała żadnego zagrożenia. Hamulce TZ również podlegają Dyr. Masz. 2006/42/WE, więc muszą odpowiadać zawartych w niej i normom zharmonizowanym wymaganiom bezpieczeństwa. Zgodna z normą identyfikacja zagrożenia opiera się na analizie prac i czynności wykonywanych manualnie i automatycznie przez wszystkie fazy życia maszyny (EN ISO 12100, ust. 5.4). Norma EN ISO 12100 z 2010 r. jest zsumowaniem norm EN ISO 12100-1, EN ISO 12100-2 i EN ISO 14121-1. Producent maszyny lub jego pełnomocnik powinien przeprowadzić analizę ryzyka w celu zdefiniowania, jakie obowiązujące wymagania mają zastosowanie dla danej maszyny. Następnie maszyna jest projektowana i produkowana z uwzględnieniem wyników oceny ryzyka.

## 3. HAMULEC TZ BKG 900 PL/IFVÜL II

Do analizy wykorzystany został pneumatyczny hamulec tarczowy BKG 900 PL/IFVÜL II. W tym modelu hamulca hamowanie jest realizowane poprzez pakiet sprężyn talerzowych, których siła jest zależna od ciśnienia w hydroakumulatorze. Do celów kontroli pracy zwalniaka oraz okładzin hamulcowych został on wyposażony w elektronikę oraz układ pomiaru zużycia okładzin.



**Zalety:**
- zintegrowany układ pomiaru zużycia okładzin hamulcowych,
- wyświetlacz LCD stanów pracy zwalniaka,
- kontrola sprężonego powietrza oraz okładzin hamulcowych,
- automatyczna kompensacja zużycia okładzin hamulcowych,
- nastawialny moment hamujący,
- bezazbestowe okładziny hamulcowe,
- lokalne wyświetlanie stanów pracy zwalniaka,
- możliwość transmisji danych.

**Zastosowanie:**
- przemysł maszynowy,
- przemysł ciężki,
- przenośniki zgrzebłowe,
- przenośniki taśmowe w podziemiach oraz na odkrywce,
- w strefach zagrożonych wybuchem Ex.

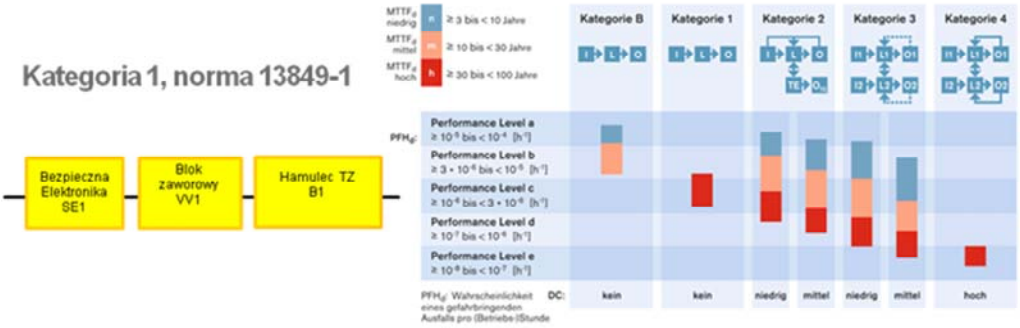
## 4. ANALIZA I OBLICZENIA DLA POJEDYNCZEGO HAMULCA TZ 900 PL/IFVÜL II

Definicje i klasyfikacja:
- Zwalniak hamulca TZ 900 PL/IFVÜL II jest elementem przeznaczonym do włączenia do maszyny wg dyrektywy maszynowej 2006/42/WE.
- Wg dyrektywy maszynowej jest to element bezpieczeństwa zgodnie z art. 2(c).

– W połączeniu z innymi elementami (układ sterowania, okablowanie), zwalniak hamulca TZ 900PL/IFVÜL II może spełniać funkcje bezpieczeństwa.
– Zwalniak hamulca TZ jest wtedy częścią konstrukcyjną maszyny, więc producent maszyny ocenia zgodność elementu bezpieczeństwa z dyrektywą.

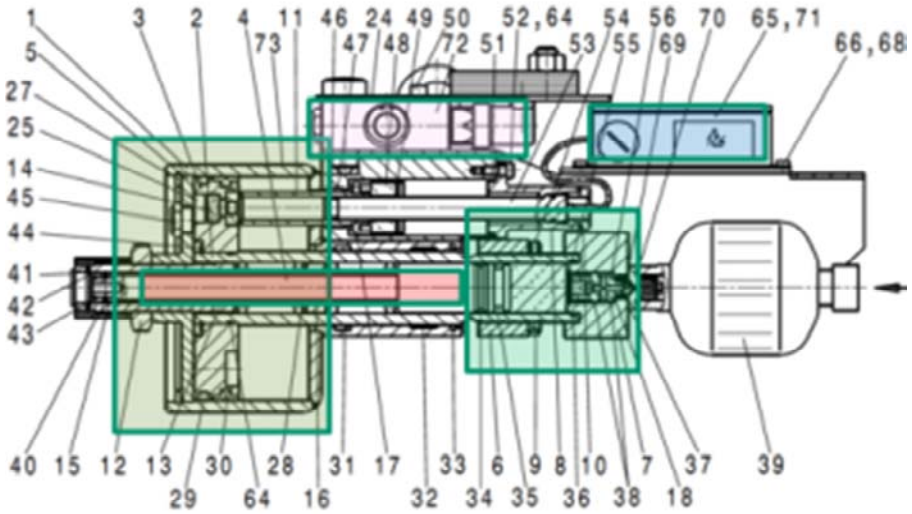
Zharmonizowane z dyrektywą maszynową 2006/42/WE normy EN ISO 13849-1: 2008, EN ISO 13849-2: 2008 i EN 62061: 2005 wymagają oceny i obliczeń pod względem prawdopodobieństwa awarii stwarzającej zagrożenie i systematyczności funkcji bezpieczeństwa maszyny (bezpieczeństwo funkcjonalne). Producent maszyny (lub „wprowadzający do obrotu") musi przeprowadzić i udokumentować ocenę ryzyka. W aspekcie odpowiedzialności za produkt, odnośne dane (parametry) dla włączonych do maszyny urządzeń bezpieczeństwa powinni dostarczyć producenci tych urządzeń.

Normę EN ISO 13849 można stosować do opisu bezpieczeństwa niezależnie od zastosowanej technologii: np. elektrycznej, hydraulicznej, mechanicznej lub pneumatycznej. Norma EN ISO 13849 obok założeń deterministycznych (z góry definiowalnych) uwzględnia również założenia probablistyczne (wg prawdopodobieństwa). W miejsce całościowej analizy przedmiotem badania jest prawdopodobieństwo błędu funkcji bezpieczeństwa. Ponieważ w dziedzinie techniki nie istnieje ryzyko zerowe, należy dążyć do osiągnięcia akceptowalnego ryzyka. Ponieważ bezpieczeństwo zależy też od systemów sterowania, muszą one być skonstruowane w taki sposób, aby prawdopodobieństwo ich błędu było niewielkie. Wpływ funkcji bezpieczeństwa na bezpieczeństwo systemu bada się w ramach odpowiedniej analizy błędów, a następnie poddaje ocenie na podstawie materiału statystycznego.




Norma EN ISO 13849-1 zakłada:
– W 100% bezpiecznych urządzeń nie ma.
– Każde urządzenie ocenia się poprzez analizę (ocena ryzyka).
– Proste komponenty mogą zostać opisane na podstawie ich wartości $MTTF_d$ lub $B10_d$.
– Obecnie stosuje się prawie 90 procedur oceny ryzyka.

Jedną ze stosowanych procedur w celu wykazania, że błąd nie ma krytycznych dla bezpieczeństwa skutków, jest Failure Mode and Effects Analysis (FMEA). Na podstawie **FMEA** uzyskano następujące parametry dla zwalniaka hamulca TZ z zaciskiem hamulcowym typoszeregu BKG 900PL…, które zostały zapisane i uzasadnione w raporcie bezpieczeństwa.




| | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| **Nazwa 1** | **Nazwa 2** | **MTTFd w a** | **1/MTTFd** | **MTTF w h** | **1/MTTF w h** | **λ** |
| Blok hydrauliczny | H1 | 150 | 0,00666667 | 1314000 | 7,61035E-07 | 761,035008 |
| Akumulator sprężynowy | F1 | 150 | 0,00666667 | 1314000 | 7,61035E-07 | 761,035008 |
| Tłok pneumatyczny | P1 | 150 | 0,00666667 | 1314000 | 7,61035E-07 | 761,035008 |
| Dopływ/Odpływ powietrza | ZA1 | 150 | 0 | Błąd wykluczony | 0 | 0 |
| Mechanika hamulcowa | M1 | 150 | 0 | Błąd wykluczony | 0 | 0 |
| Akumulator ciśnieniowy | K1 | 150 | 0 | Błąd wykluczony | 0 | 0 |
| Zawór z zaworem wysterowania wst | VV1 | 2283,11 | 0,000438 | 20000000 | 5,00000E-08 | 50 |
| Bezpieczna elektronika | SE1 | 1809 | 0,00055279 | 15846840 | 6,31041E-08 | 63,1040636 |

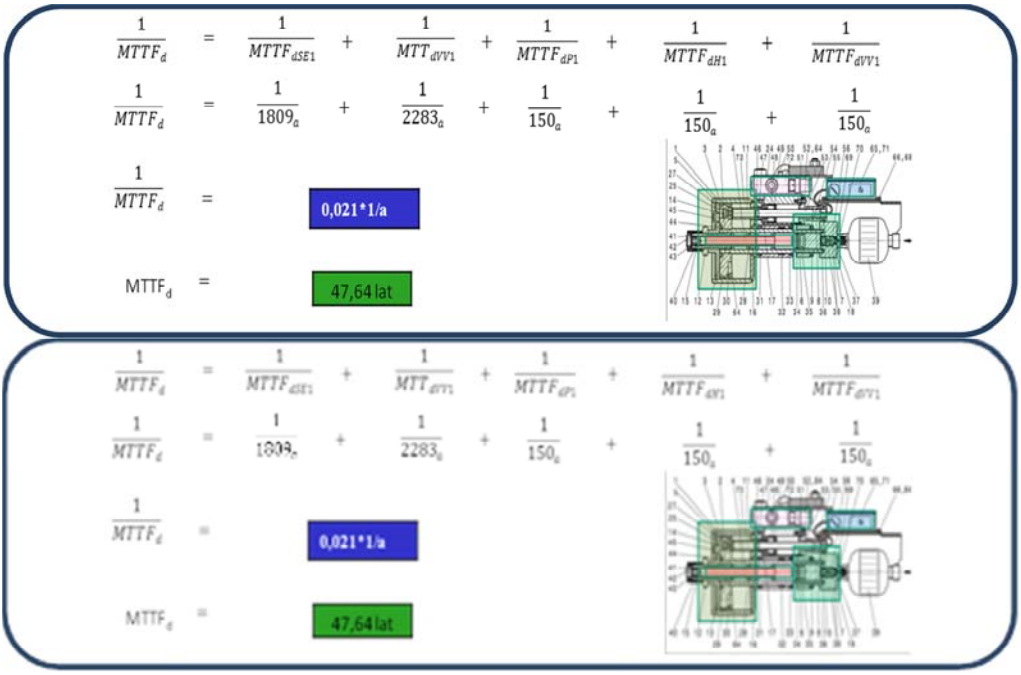
*Uwaga*:
$MTTF_d$ – statystycznie oczekiwana wartość średniego czasu do awarii stwarzającej zagrożenie.

Tak jak w przypadku innych metod kwantyfikacji, także w ramach oceny w trybie EN ISO 13849-1 wszystkim wartościom $MTTF_d$ podporządkowuje się statystyczną awaryjność podczas eksploatacji danej części konstrukcyjnej. Jeśli nawet nie odpowiada to bezpośrednio właściwej awaryjności, np. w przypadku silnie zużytych części, to jednak dzięki takim szacunkom po bezpiecznej stronie uzyskuje przez $MTTF_d$ taką przybliżoną wartość, która zachowuje ważność przez cały okres użytkowania danej części. Często niedocenia się też przypadków wczesnych awarii, ponieważ komponenty, które zbyt często ulegają wczesnym awariom, nie spełniają wymogów niezawodności dla zastosowań w sterownikach maszynowych i dlatego nie odgrywają na rynku żadnej poważnej roli. Procedura ta ma również tę zaletę, że wartość $MTTF_d$ jest zawsze równa liczbie odwrotnej odnośnej groźnej awaryjności $\lambda_d$. Ponieważ przypadki awaryjności ($\lambda_d$) części konstrukcyjnych bloku można w prosty sposób zsumować, z wartości $MTTF_d$ dla części danego bloku (N – ilość części konstrukcyjnych) wynika zgodnie z poniższym wzorem następująca wartość $MTTF_d$ całego bloku:

$$\lambda_d = \sum_{i=1}^{N} \lambda_{di} \text{ bzw. } \frac{1}{MTTF_d} = \sum_{i=1}^{N} \frac{1}{MTTF_{di}}$$

Na podstawie 1-kanałowego podsystemu uzyskano poniższy schemat blokowy niezawodności.



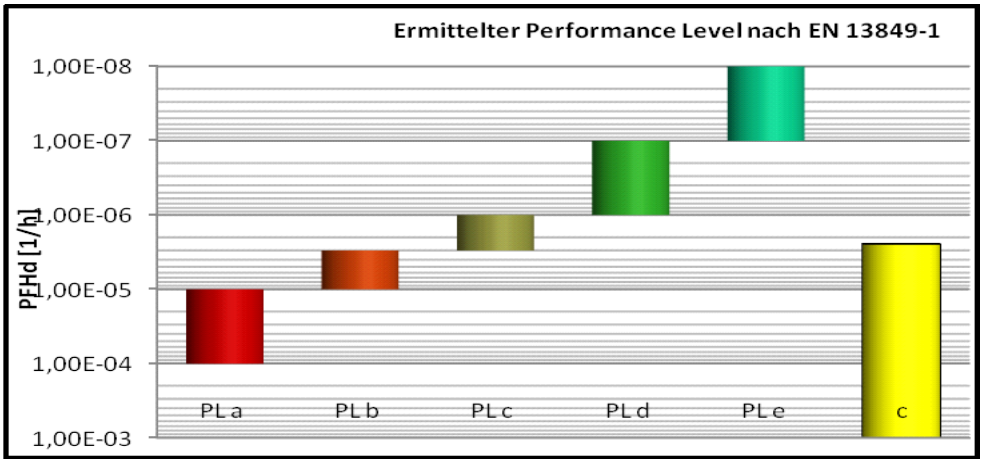

Z dodawania pojedynczych $MTTF_d$ dla jednego kanału wyliczono $MTTF_d$ podsystemu. Parametry i obliczenia zgodnie z EN ISO 13849-1 przedstawiono poniżej.

| | | |
|---|---|---|
| $B10_d$ | = średnia liczba cykli przy której 10% próbek ulegnie defektowi | [cykle] |
| $MTTF_d$ | = średni czas do wystąpienia groźnej awarii | [lata] |
| $n_{op}$ | = średnia liczba uruchomień/włączeń rocznie | [cykle/rok] |
| $d_{op}$ | = średni czas eksploatacji w dniach rocznie | [dni/rok] |
| $h_{op}$ | = średni czas eksploatacji w godzinach dziennie | [godziny/dzień] |
| $T10_d$ | = średni czas do momentu przy którym 10% komponentów ulegnie defektowi | [lata] |
| PL | = Performance Level | |
| R(t) | = Prawdopodobieństwa bezawaryjności hamulca | [ % ] |
| Rg(t) | = Prawdopodobieństwa bezawaryjności urządzenia hamulcowego | [ % ] |
| k | = Zamontowany hamulec | sztuk |
| i=n | = Wymagana liczba hamulców | sztuk |

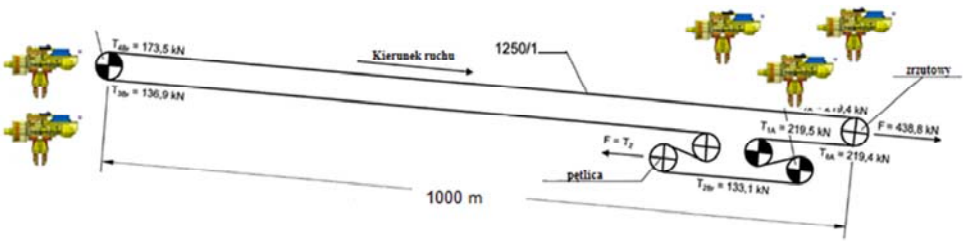
Wyniki obliczeń dla hamulca TZ wg EN ISO 13849-1 lub EN 61508 przedstawiono poniżej.

| | |
|---|---|
| $MTTF_d$ = | 47,64a |
| $B10_d$= | 208662 cykli |
| $ho_p$ = | 24,00 h/d |
| $T10_d$= | 4,7a |
| $do_p$ = | 365,00 d/a |
| tcykl = | 120 cykli/d |
| $no_p$ = ($do_p$ * $ho_p$ * 3.600 s/h) / tcykl = | 43800 |
| 1 groźna awaria na 408620 h odpowiada wartości Performance level = | C |
| Prawdopodobieństwo bezawaryjności hamulca przez okres **5 lat** = | 90,04% |
| EN 61508 PFHd= Prawdopodobieństwo groźnej awarii na godzinę ( λ )= | 2,4E-06$h^{-1}$ |
| EN 61508 FIT = | 2396,21 E 09h |

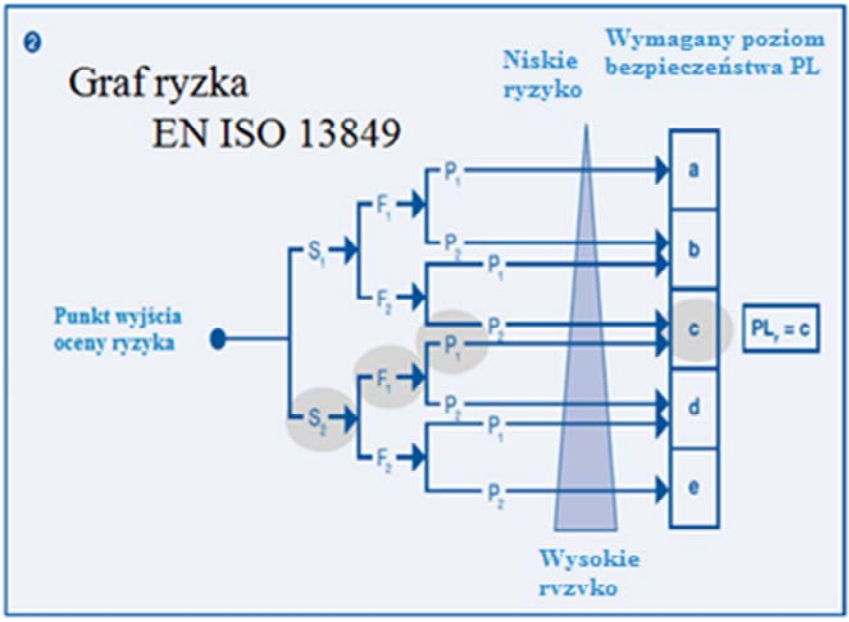
Poziom zapewnienia bezpieczeństwa zgodnie z normą EN 13849-1 został spełniony.



## 5. OBLICZENIA DLA CAŁEGO UKŁADU HAMULCOWEGO




Hamulce stosowane w urządzeniach bezpieczeństwa należy dobierać na podstawie oceny ryzyka wg EN ISO 12100 i na podstawie identyfikacji funkcji bezpieczeństwa wg EN ISO 13849-1. Zasadniczo jest to zadanie producenta urządzenia.




Szacowane cztery elementy ryzyka:

- Ciężkość (stopień) możliwej szkody.
- Częstotliwość i czas trwania ryzyka, na jakie narażone są osoby.
- Ludzkie i techniczne możliwości uniknięcia lub ograniczenia szkody: świadomość zagrożenia, redukcja szybkości, wpływ na powstawania zagrożenia poprzez urządzenia uruchamiające i kontroli dostępu.
- Prawdopodobieństwo wystąpienia niebezpiecznego zdarzenia (w EN ISO 13849-1 przypadkowo założono 100%).

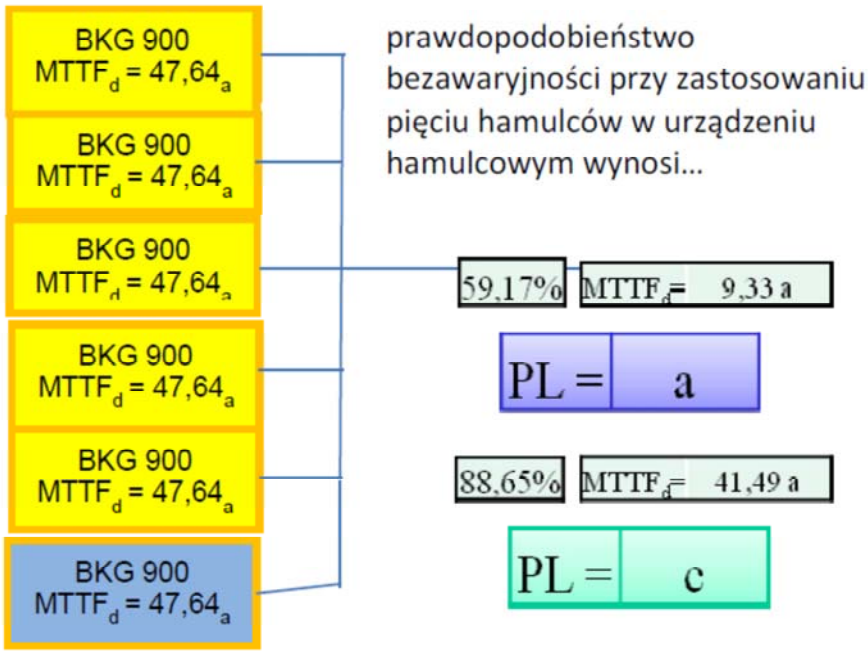
| Ryzyko zagrożenia | Wymagania EN ISO 13849-1 | Prawdopodobieństwo awarii stwarzającej zagrożenie na godzinę |
|---|---|---|
| Niewielkie ryzyko | pl „a" | $\geq 10^{-5}$ bis $< 10^{-4}$ |
| Umiarkowane ryzyko | pl „b" | $\geq 3x10^{-6}$ bis $< 10^{-5}$ |
| Srednie ryzyko | pl „c" | $\geq 10^{-6}$ bis $< 3x10^{-6}$ |
| Wysokie ryzyko | pl „d" | $\geq 10^{-7}$ bis $< 10^{-6}$ |
| Bardzo wysokie ryzyko | pl „e" | $\geq 10^{-8}$ bis $< 10^{-7}$ |

Układ hamulcowy, składający się z E1… En hamulców, posiada równoległą strukturę niezawodności, jeśli dla spełnienia wymaganej funkcji zastosuje się „k" elementów.

| Zapotrzebowanie mocy | | |
|---|---|---|
| Szerokość taśmy | mm | 1400 |
| Gatunek taśmy | N / mm | 1250 |
| Ciężar usypowy | t/m³ | 1,25 |
| Wydajność | to/h | 2500 |
| Prędkość liniowa taśmy | in m/s | 3,20 |
| Długość przenośnika | L in m | 1000 |
| Temperatura otoczenia | C | 20 |
| Masa jednostkowa taśmy | Kg/m | 28,00 |
| Średnica rolek górnych | | 108 |
| Odstęp rolek górnych | m | 1,5 |
| Rolki górne 1-2-3 częściowe | 1-2-3 | 3 |
| Średnica rolek dolnych | | 89 |
| Odstęp rolek dolnych | m | 3 |
| Rolki dolne 1-2-3 częściowe | 1-2-3 | 2 |
| Masa rolek | $m_{ro\ in\ Kg/m}$ | 16,67 |
| Masa załadowanego urobku | $m_{L\ in\ Kg/m}$ | 217,01 |
| Współczynnik oporu ruchu | f | 0,016 |
| Pochylenie | $\alpha_{in\ gon}$ | -7 |
| Obroty znamionowe | n min-¹ | 1475 |
| Przełożenie przekładni | i | 19 |
| Czas hamowania | t in sek | 8 |
| Sprawność | ń | 0,95 |
| Średnica bębna | in mm | 824 |
| Współczynnik zależny od długości taśmy C | | 1,09 |
| Moment hamujący na hamulcu | Nm | 1400 |
| Wsółczynnik rozruchu | | 1,4 |
| Ilość potrzebnych hamulców | n | 5 |
| Moc zainstalowana | kW | 4 X 160KW |

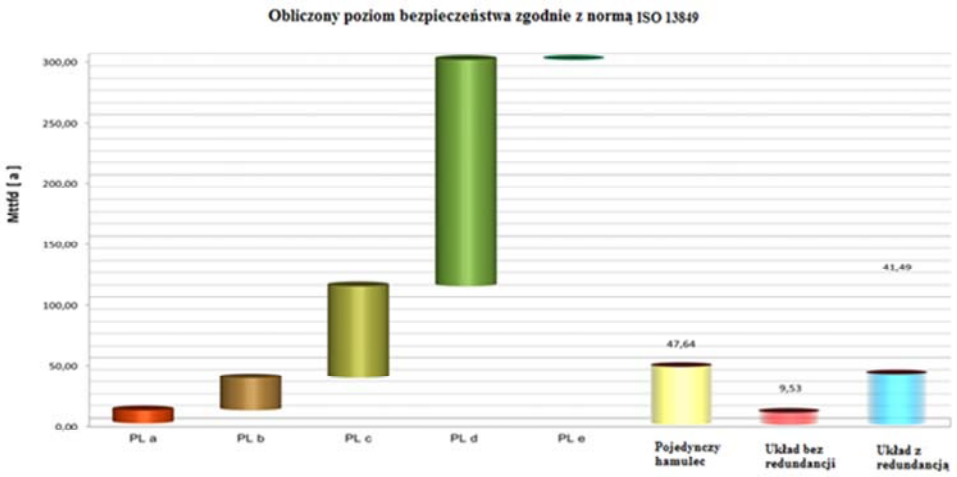
Na podstawie poniższego wzoru:

$$R_G(t) = \sum_{i=n}^{k} \binom{k}{i} R^i (1-R)^{k-i}$$




Możliwość wzrostu prawdopodobieństwa bezawaryjności układu hamulcowego zapewnia aktywna redundancja. Element redundantny jest od początku narażony na takie samo obciążenie, jak element pracujący. W tym przypadku oznacza to zastosowanie dodatkowego hamulca.

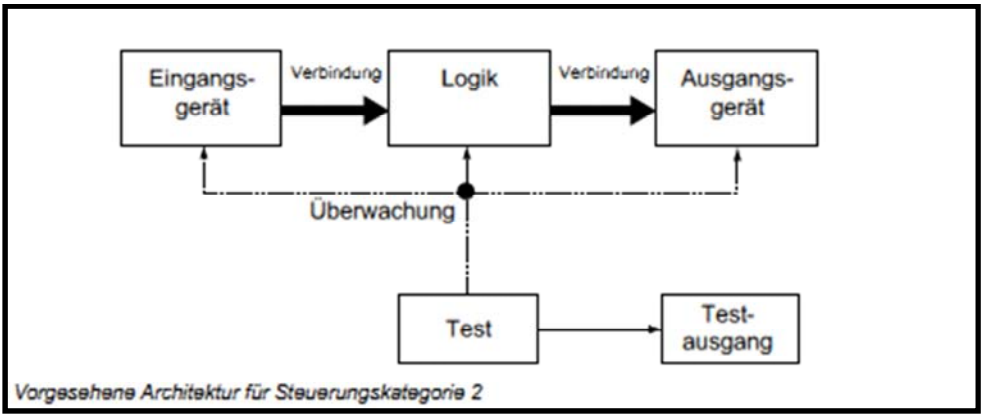
Na poniższym diagramie przestawiono średni czas międzyawaryjny dla pojedynczego hamulca, układu bez redundancji oraz w przypadku zastosowania aktywnej redundancji.




## 6. PODSUMOWANIE

Przeprowadzona analiza pozwala stwierdzić, że poziom bezpieczeństwa według zharmonizowanej normy EN ISO 13849 dla układu hamulcowego z zastosowaniem hamulca TZ 900 PL/IFVÜL II jest na poziomie PL c zgodnym z wcześniej wykonaną oceną ryzyka.

Zastosowanie elektronicznego układu analizującego wartości do wysterowania i nadzoru zużycia hamulców pneumatycznych typoszeregu BKG xxx firmy Tüschen & Zimmermann ze zintegrowanym bezpiecznym modułem hamulcowym spełnia wymagania w zakresie bezpieczeństwa funkcjonalnego na poziomie PL d (EN 13849) oraz SIL 2 (EN 61508).



## LITERATURA


1. 10 Schritte zum Performance Level: Handbuch zur Umsetzung der funktionalen Sicherheit nach ISO 13849.
2. Anwenderhandbuch Sicherheitsschaltgeräte im Maschinen und Anlagenbau (Riese, automation & safety).
3. Leitfaden Sicherheitstechnik, pneumatische u. elektrische Lösungen (FESTO).
4. Das Sicherheitskompendium Teil 1-9 (Pilz).
5. Safebook 4, Sicherheitsbezogene Steuerungssysteme für Maschinen (Rockwell Automation ).
6. Sicherheitstechnik für Komponenten und Systeme (VDE Verlag / Peter Wratil, Michael Kieviet).
7. Zuverlässigkeitsberechnung und vorbeugende Wartung von komplexen technischen Systemen mittels modifizierter Markov-Methode von Alexei Konnov (Dissertation).
8. BGIA-Report 2/2008: Funktionale Sicherheit von Maschinensteuerungen– Anwendung der DIN EN ISO 13849.
9. www.maschinenrichtlinie.de
10. www.CExpert.de
11. www.axelent.de
12. VDMA Einheitsblatt 66414
13. VDMA Einheitsblatt 66413



***Inż. Frank BECKER***
Tüschen & Zimmermann GmbH & Co. KG
Winterberger Strasse 82
57368 Lennestadt – Saalhausen
tel. 0049 272 391 45 34
e-mail: becker@tueschen-zimmermann.de

***Mgr inż. Czesław ZAWADA, mgr inż. Grzegorz LENC***
TZ Polska Sp. z o.o.
ul. Szyby Rycerskie 6
41-909 Bytom
tel. 48 32 301 53 00
e-mail: biuro@tzpolska.pl

**Centrala PGG**
Adam Barański, Tomasz Kowal, Andrzej Tor, Remigiusz Ziarno
Pomiar, interpretacja i procedury dla oceny oddziaływania wstrząsów górniczych na powierzchnię terenu (doświadczenia z kopalń PGG sp. z o.o.).

Streszczenie

W wystąpieniu omówiono kompleks zagadnień związanych z opracowaniem i wprowadzeniem do powszechnego stosowania w kopalniach Kompanii Węglowej S.A., a obecnie Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. empiryczno-pomiarowej górniczej skali intensywności drgań GSIGZWKW-2012 służącej do oceny i prognozy oddziaływania wstrząsów indukowanych eksploatacją złóż węgla kamiennego na budynki, infrastrukturę techniczną i na ludzi. Przedstawiono rozwój powierzchniowych systemów sejsmometrycznych i skali GSI GZWKW w oparciu o coraz bogatszy materiał obserwacyjny własny oraz uzyskiwany w ramach współpracy z jednostkami naukowymi. Odniesiono się do wymagań stawianych aktualnie przez przepisy górnicze w trakcie sporządzania planów ruchu zakładu górniczego w za-kresie prognozowanych parametrów drgań od wstrząsów górniczych i odporności dynamicznej budynków na wstrząsy. Zwrócono uwagę na potrzebę, a w zasadzie na konieczność, standaryzacji nazewnictwa i sposobu dokumentowania oddziaływania wstrząsów górniczych na powierzchnię terenu i skutków tych oddziaływań. Przedstawiono nowe procedury wprowadzane w kopalniach Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. po zaistnieniu wstrząsów górniczych o wysokich energiach.










**2RHP Sp. z o.o. przedstawia projekt:**

# RESYS - bezprzewodowa łączność ratownicza z możliwością stosowania jako łączność na ścianie w wyrobiskach zagrożonych wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego

zrealizowany w ramach strategicznego projektu badawczego pt.: Poprawa bezpieczeństwa pracy w kopalniach

*Projekt sfinansowany z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju*

RESYS

OPRACOWANIE FUNKCJONALNEGO SYSTEMU BEZPRZEWODOWEJ ŁĄCZNOŚCI RATOWNICZEJ Z MOŻLIWOŚCIĄ STOSOWANIA W WYROBISKACH ZAGROŻONYCH WYBUCHEM METANU I/LUB PYŁU WĘGLOWEGO

# Informacje ogólne

2RHP sp. z o.o. została powołana do komercjalizacji systemu bezprzewodowej komunikacji **RESYS**.

RESYS jest rozwiązaniem autorskim zrealizowanym w ścisłej współpracy z jednostkami naukowymi: Akademią Górniczo – Hutniczą (liderem konsorcjum) oraz Głównym Instytutem Górnictwa i Instytutem Łączności w Warszawie.



Strona funkcjonalna projektu zrealizowana była pod nadzorem Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego – również członka konsorcjum. Jakość techniczna projektu zapewnili wykonawcy angażując wysoko specjalizowaną kadrę inżynierów z kompetencjami w elektronice, transmisji radiowej, informatyce oraz mechanice.

RESYS

OPRACOWANIE FUNKCJONALNEGO SYSTEMU BEZPRZEWODOWEJ ŁĄCZNOŚCI RATOWNICZEJ Z MOŻLIWOŚCIĄ STOSOWANIA W WYROBISKACH ZAGROŻONYCH WYBUCHEM METANU I/LUB PYŁU WĘGLOWEGO

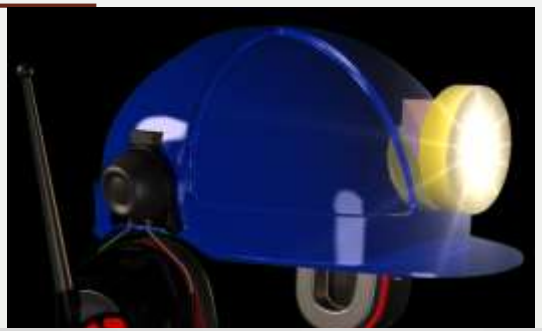
# Podstawowe informacje o RESYS

- ciągła, dwukierunkowa (full duplex) transmisja głosu pomiędzy członkami zastępu ratunkowego lub brygady (bez udziału urządzenia pośredniczącego, o ile pozostają w bezpośrednim zasięgu radiowym,lub poprzez sieć mobilnych repeaterów, o ile nie znajdują się w bezpośrednim zasięgu radiowym)
- stała łączność pomiędzy członkami zastępu ratunkowego/brygady (lub tylko zastępowym/przodowym) a bazą/dyspozytorem, oddaloną od zastępu/brygady poprzez sieć mobilnych reapeterów tworzonej ad hoc,
- możliwość łączenia repeaterów przewodem światłowodowym za pomocą mediakonwertera
- możliwość połączeń dwukierunkowych pomiędzy zastępami/brygadami,
- praca w warunkach hałasu z możliwością odsłuchu otoczenia,
- zasilanie akumulatorowe przez okres ok 12h, z możliwością wymiany akumulatorów w strefie zagrożenia wybuchem,
- przesyłanie i odtwarzanie głosowych SMS,
- lokalizacja użytkownika w oparciu o sygnały radiowe najbliższych repeaterów oraz wskazywanie drogi powrotu (sygnalizacja światło i dźwięk)
- transmisja informacji: o funkcjach życiowych, danych z urządzeń (np.. stany akumulatorów) oraz alarmowych (przekroczenie dopuszczalnego tętna, bezruch – utrata przytomności)
- przesyłanie, odtwarzanie i rejestrowanie danych z sieci w bazie/dyspozytorni (stan sieci, lokalizacja, alarmy)
- dane użytkowników, schematy chodników aktualizowane w bazie, możliwość tworzenia schematów w przypadku ich braku, oznaczanie miejsca pozostawienia repeatera na schematach
- rejestrowanie głosu podczas akcji ratowniczej (na poziomie ratownika, w bazie, sztabie)
- przesyłanie on line danych z bazy do sztabu (światłowód)

## Elementy składowe systemu

- komunikator
- repeater
- baza
- mediako
- aplikacja









# Komunikator c

- Obudowa - ochronnik słuchu o wysokiej tłumienności, nowoczesny design, ergonomia, komfort użytkowania, waga 650 g wraz z akumulatorem,  czas działania w trybie pracy ciągłej 12 h
- Aktywowanie jednym przyciskiem, automatyczne logowanie do sieci,
- komunikacja full duplex (dwukierunkowa jednocześnie)
- Wersja z mikrofonem na pałąku lub do pracy w maskach z bezprzewodowym
- Wysoka jakość dźwięku
- Odszumianie hałasów z zewnątrz, a w przypadku maski również generowanych w masce (oddech)
- Możliwość odsłuchu otoczenia - mikrofony odsłuchowe
- Akumulator wymienny w strefie zagrożenia wybuchem kat. MI
- Regulacja głośności i wzmocnienia mikrofonów



# Repeater

- Wysoka mobilność – lekka i funkcjonalna obudowa, waga 440 g z baterią, czas działania 15-20 h w trybie ciągłym
- Łatwość tworzenia sieci ad hoc - prosta obsługa wspomagana komendami głosowymi, odtwarzanymi w komunikatorach
- Transmisja dwukierunkowa i dwuto (radio i światłowód),

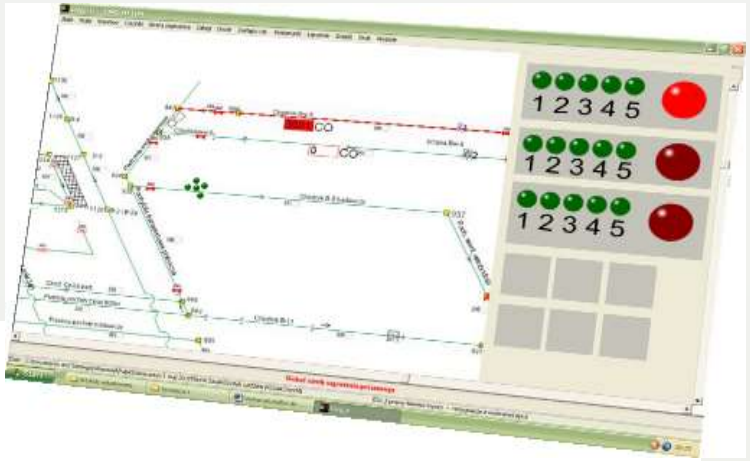
Niewielkie opóźnienia generowane na repeaterach dla sieci radiowej

- Lokalizacja ratowników względem repeaterów,
- Wymienny akumulator w strefie zagrożenia wybuchem kat. MI
- Średnia odległość uzyskana w testa warunkach rzeczywistych to 140m



# Baza

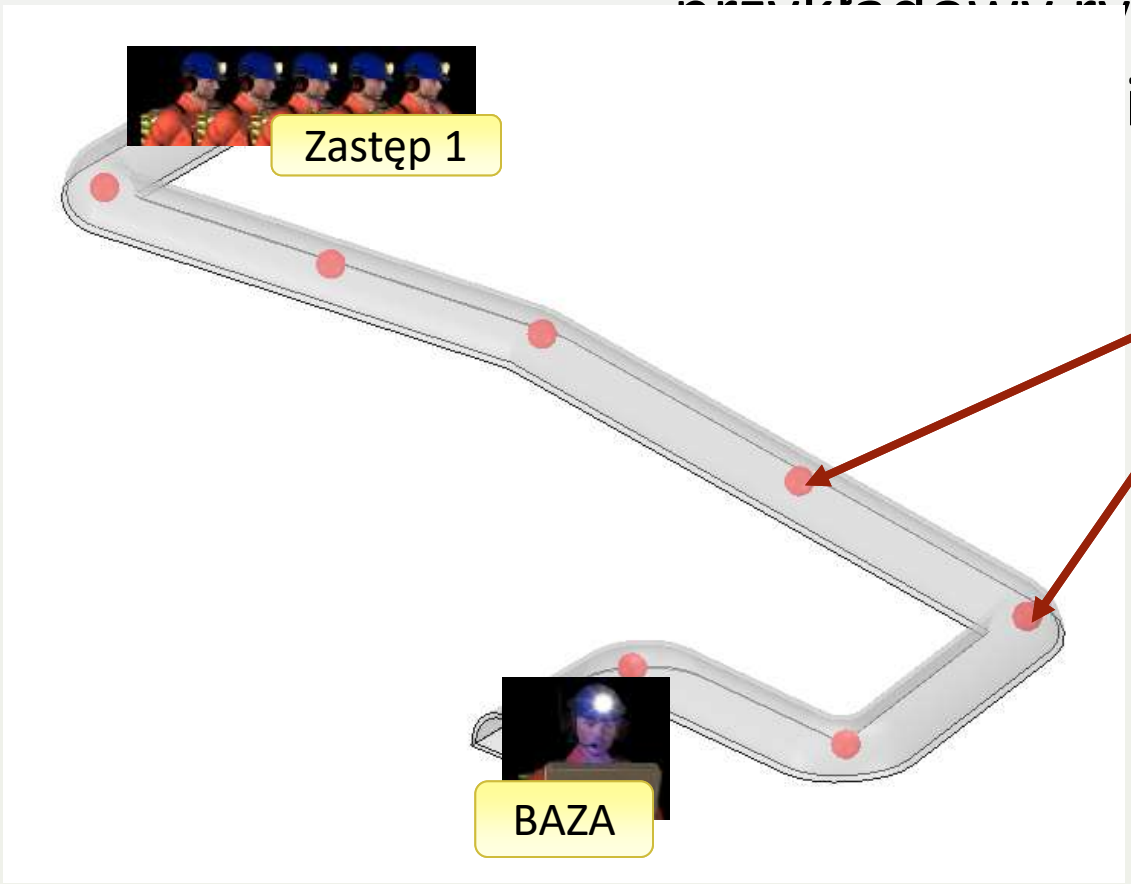
- Komunikacja full duplex z pięcioma zastępami oraz kierownikiem akcji i sztabem na powierzchni,
- Aplikacje śledzące on line parametry urządzeń wykorzystywanych w akcji: komunikatorów, repeaterów, urządzeń zewnętrznych (śledzących funkcje życiowe)
- Pozwalające na rysowanie schematów chodnikó… oraz nanoszenie infrastruktury systemu np. położenie repeaterów
- Możliwość użycia wcześniej przygotowanych schematów chodników
- Wysyłanie głosowych SMS'ów odtwarzanych jednocześnie we wszystkich komunikatorach (n Komenda „Wycofać się”)
- Nagrywanie audio oraz danych o przebiegu akc (parametry sieci, urządzeń, alarmy, wysyłane SMS'y)
- komunikacja z powierzchnią poprzez światłowodową sieć kopalni






# Schemat rozkładu „Repeaterów”

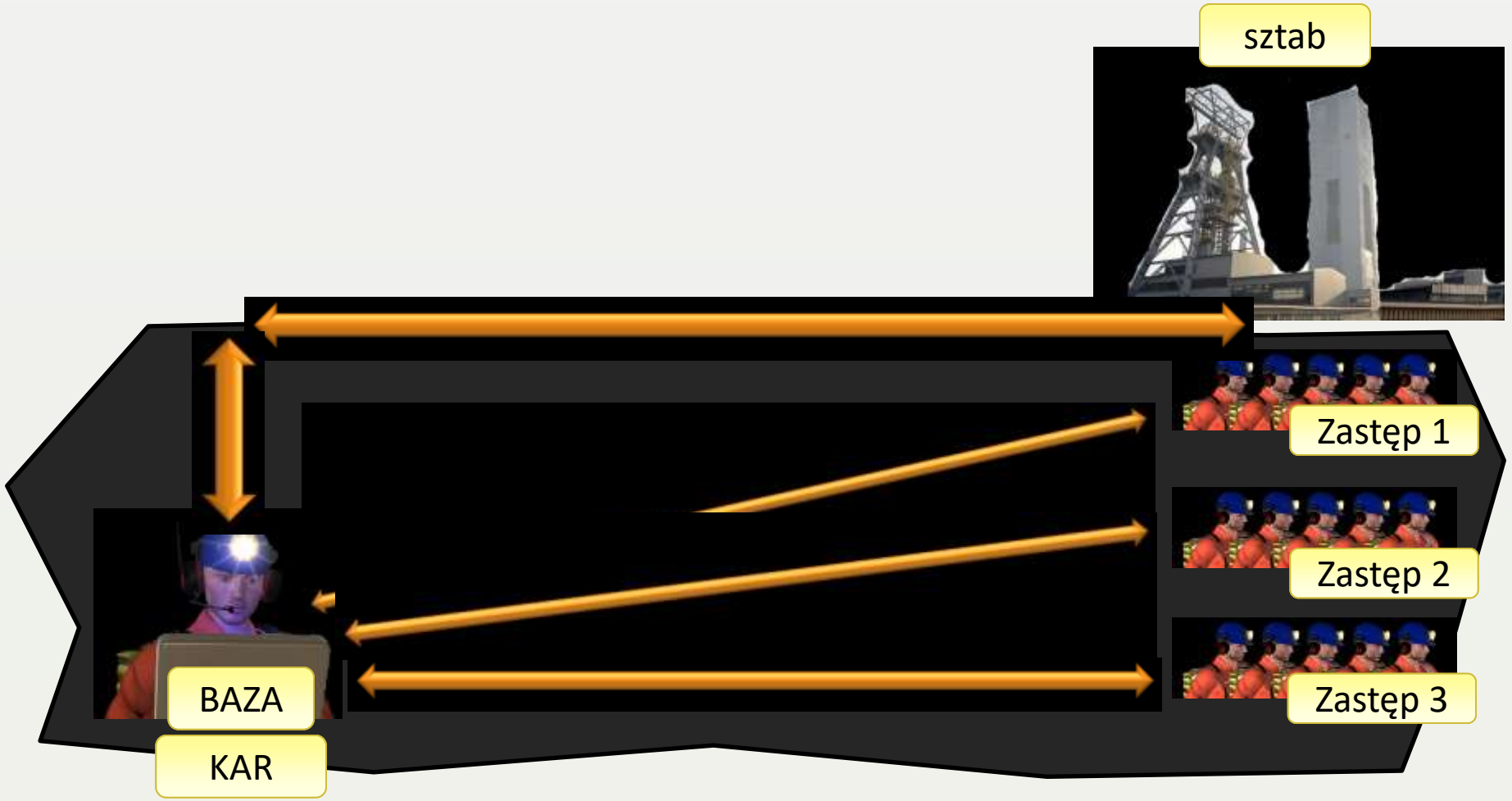
przykładowy rysunek schematu
iesionymi repeaterami



# Aplikacja dla RESYS

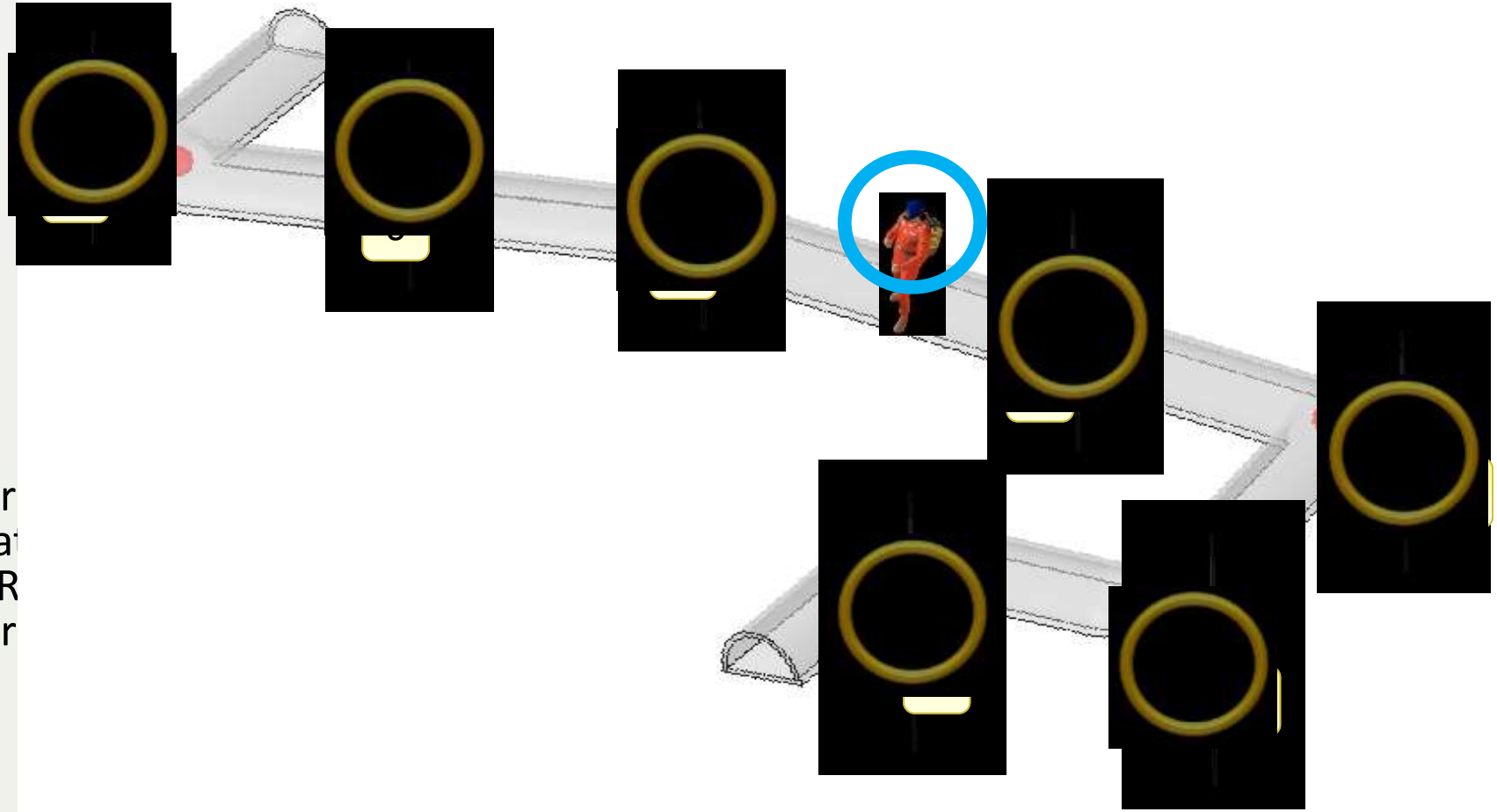
- Graficzna prezentacja danych: lokalizacji użytkowników w chodniku, ich funkcji życiowych, stan naładowania akumulatorów w urządzeniach sieci, odczyt z innych urządzeń
- w zależności od infrastruktury możliwość śledzenia akcji pod ziemią on line lub przesyłania transmisji audio z bazy do sztabu na powierzchni
- rejestracja przebiegu akcji
- w zastosowaniu innym niż ratownictwo, np. dla pracy na ścianie wykonana indywidualnie wg potrzeb klienta

# Model łączności ratowniczej



# Elementy bezpieczeństwa systemu

- Stała komunikacja full duplex (nie ma problemu nadawania i odbierania strumienia audio)
- Obudowa w formie ochronnika słuchu – izolowanie od hałasów np. wentylatorów, maszyn, a jednocześnie możliwość odsłuchu otoczenia za pomocą mikrofonów odsłuchowych
- Wysoka jakość dźwięku i systemy odszumiania – zrozumiałość mowy, łatwiejsza koordynacja akcji
- Lokalizacja
- Informacje o funkcjach życiowych (czujnik bezruchu, pulsometr)
- Wyznaczanie drogi wycofywania się
- SMS'y głosowe – natychmiastowe odtworzenie komunikatu głosowego we wszystkich komunikatorach



Pr
ra
„R
nr

AGH

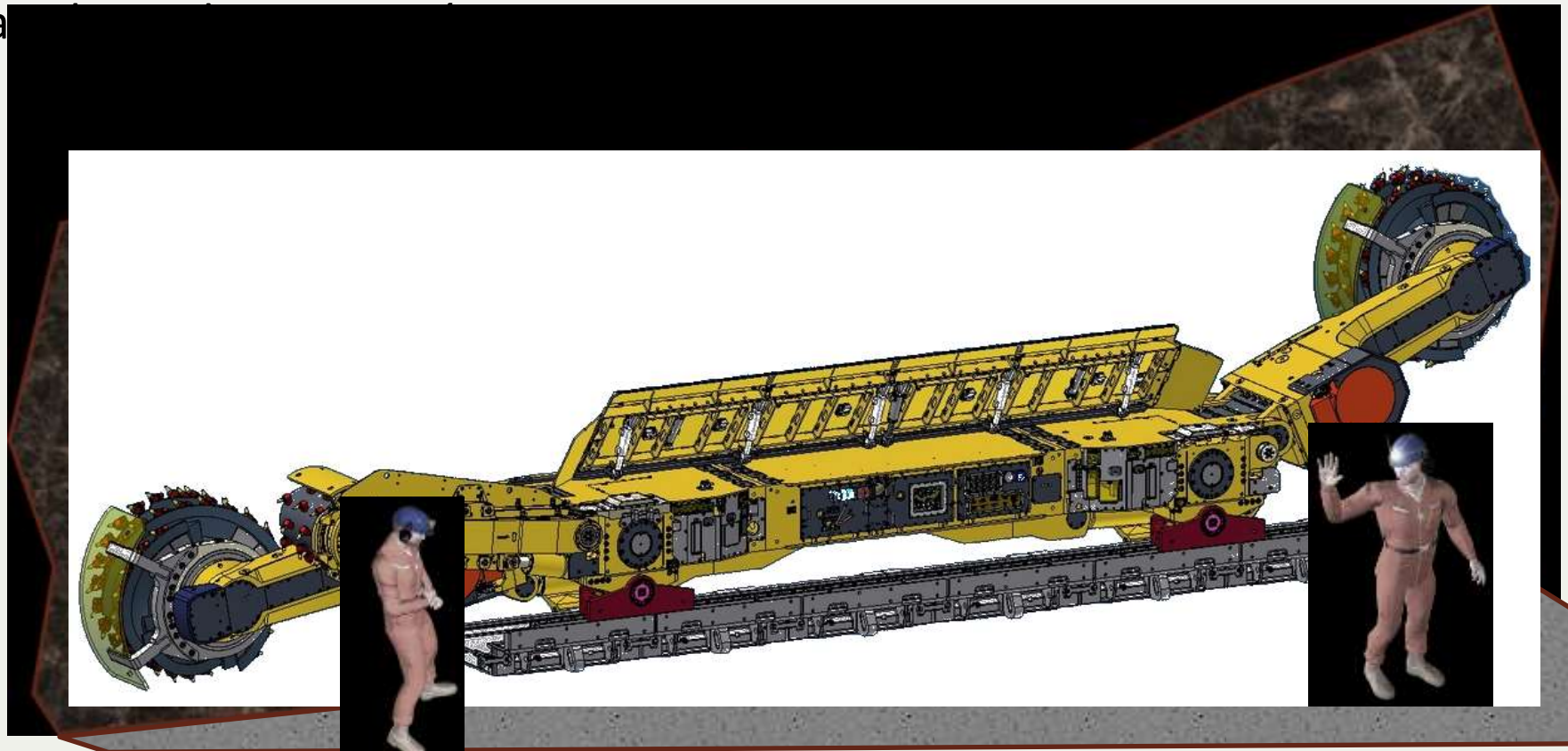
RESYS

OPRACOWANIE FUNKCJONALNEGO SYSTEMU
BEZPRZEWODOWEJ ŁĄCZNOŚCI RATOWNICZEJ
Z MOŻLIWOŚCIĄ STOSOWANIA W WYROBISKACH
ZAGROŻONYCH WYBUCHEM METANU I/LUB PYŁU WĘGLOWEGO

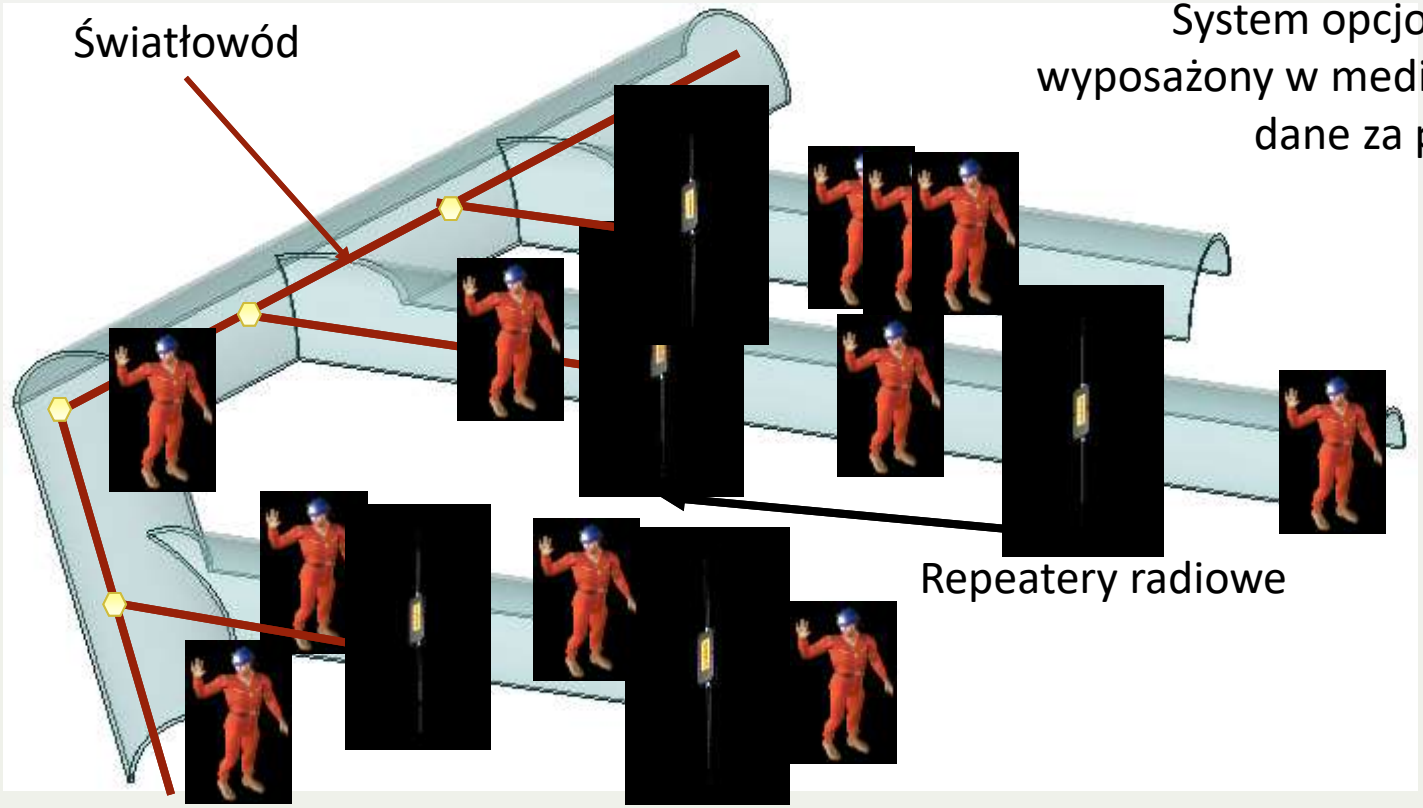
2RHP

# Wykorzystanie systemu do pracy na ścianie - koordynacja pracy w warunkach hałasu w strefie MI

System zapewnia doskonałą łączność pomiędzy górnikami w warunkach hałasu. Podnosi bezpieczeństwo i pozwala koordynować pra



# Schemat przykładowej infrastruktury w chodnikach z wykorzystaniem dwóch dróg transmisji: radio i światłowód




System opcjonalnie przewodowy – wyposażony w mediakonwertery przesyła dane za pomocą światłowodu.

# Rozwój RESYS

Firma 2RHP sp. z o.o. zaplanowała dalszy rozwój produktu w kierunku stworzenia na jego bazie bezprzewodowej szerokopasmowej iskrobezpiecznej sieci kopalnianej.
Kolejne urządzenia:

- komunikator w obudowie typu radiotelefon z klawiaturą, aparatem fotograficznym i zestawem słuchawkowym;

- konwerter sygnałów sieci telefonicznej stacjonarnej (analogowej) na sieć bezprzewodową – możliwość wykorzystania do komunikacji poprzez istniejącą sieć telefoniczną

- platforma **SMART Mining** – internet kopalniany, w tym bezprzewodowy, szerokopasmowy, iskrobezpieczny modem dostępowy – możliwość przesyłania video z kamer, danych z maszyn/urządzeń, np. danych ze skanerów, również w czasie rzeczywistym.

# System bezprzewodowej łączności ratowniczej RESYS

Joanna Płachetka

**RESYS** jest innowacyjnym w skali światowej systemem ratowniczej łączności bezprzewodowej (full duplex) oraz opcjonalnie przewodowej, przeznaczonym do pracy w podziemnych zakładach górniczych, w tym w zakładach zagrożonych wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego.

Podstawowymi urządzeniami systemu są:

1. Komunikatory Osobiste PC1.0, - osobiste wyposażenie ratownika.
2. Repeatery REP1.0, - elementy tworzące bezprzewodową sieć szkieletową.
3. Baza M1 - (opcjonalnie z komputerem klasy PC) - wyposażenie Kierownika Akcji Na Dole.
4. Mediakonwertery MC1.0 - element sieci.

Urządzeniami dodatkowymi są połączone z Komunikatorem Osobistym PC 1.0 lub Repeaterem REP1.0 za pomocą radiowego interfejsu 2,4GHz:

– bezprzewodowe mikrofony domaskowe,
– osobiste pulsometry,
– sygnalizatory świetlno-dźwiękowe.

System RESYS służy przede wszystkim do głosowej, bezprzewodowej komunikacji pomiędzy Kierownikiem Akcji Ratowniczej na Dole wyposażonego w Bazę M1, a zastępami ratowników górniczych, których członkowie są wyposażeni w Osobiste Komunikatory PC1. oraz do bezprzewodowej łączności pomiędzy ratownikami w ramach zastępu.

Łączność głosowa odbywa się w trybie full-duplex, tj. jednocześnie w obu kierunkach (tak jak w telefonii komórkowej).

Komunikacja z urządzeniami będącymi poza bezpośrednim zasięgiem radiowym (np. Baza oddalona o 2 km) jest realizowana poprzez **bezprzewodową sieć szkieletową**, którą tworzą Repeatery REP 1.0.

Komunikator PC1.0 jest urządzeniem radiowym, umieszczonym na hełmie górniczym w formie ochronnika słuchu. Rozwiązanie to sprawia, że jest on ergonomiczny pozostawiając swobodę ruchu obiema rękami.

Komunikacja w ramach zastępu odbywa się w trybie ciągłym, niewymagającym nawiązywania połączeń czyli tzw. full-dupleksie, tj. cały czas każdy słyszy każdego, wszyscy członkowie zastępu mogą ze sobą jednocześnie rozmawiać.

Masa urządzenia gotowego do pracy wynosi 650 g, z czego sam akumulator waży 140 g. Jest on wymienny w strefie zagrożenia wybuchem. Pojemność akumulatora wynosi 3000 mAh, co pozwala na ok. 12 godzin ciągłej pracy.

Połączenia z innymi Komunikatorami realizowane są bezpośrednio, o ile członkowie zastępu znajdują się we wzajemnym zasięgu radiowym i/lub za pośrednictwem bezprzewodowej sieci szkieletowej zbudowanej w oparciu o Repeatery REP 1.0, o ile członkowie zastępu są poza bezpośrednim wzajemnym zasięgiem radiowym.

Repeatery jako elementy tworzące bezprzewodową sieć szkieletową pełnią dwie podstawowe funkcje: przekaźników retransmitujących sygnały oraz punktów dostępowych do sieci.

Repeatery retransmitują dane uzyskane z poprzednich repeaterów, lub w przypadku – pierwszego repeatera, z bazy - do kolejnych repeaterów oraz innych urządzeń radiowych systemu (np. osobiste komunikatory ratowników), będących w ich zasięgu radiowym.

Repeatery odbierają także, sygnały od osobistych komunikatorów ratowników, a następnie retransmitują je do kolejnych repeaterów, umożliwiając komunikację z Bazą M1 oraz z innymi komunikatorami będącymi w zasięgu radiowym repeaterów.

Opcjonalnie, Repeatery mogą być łączone ze sobą światłowodem za pośrednictwem Mediakonwerterów MC1.0.

Połączenie światłowodowe jest wykorzystywane także do komunikacji Bazy M1 lub pierwszego Repeatera, ze Sztabem Akcji Ratowniczej na powierzchni, przy wykorzystaniu istniejącej kopalnianej sieci światłowodowej.

Zarówno Komunikatory Osobiste jak i Repeatery są urządzeniami radiowymi pracującymi na częstotliwościach 840-880 MHz, z mocą nadajnika nieprzekraczającą 500 mW. Dostęp do medium transmisyjnego jest realizowany jednocześnie technikami TDMA i FDMA.

W celu zbudowania sieci szkieletowej, w chodnikach umieszcza się odpowiednią ilość Repeater'ów. Ilość ta jest zależna od dwóch podstawowych czynników:

– długości chodników, która ma być pokryta zasięgiem sieci, oraz
– gęstości ich rozmieszczania.

Gęstość rozmieszczania repeaterów, a zatem ilość niezbędna do pokrycia zasięgiem sieci, danego odcinka, zależy od czynników, wpływających na propagację fal radiowych.

Do najważniejszych z nich należą:

– przebieg wyrobiska – rozumiany jako występowanie załomów, różnic poziomu, rozwidleń i skrzyżowań, (im bardziej kręty jest chodnik, tym fale radiowe są bardziej tłumione, stąd więcej repeaterów będzie wymagane do pokrycia go siecią radiową);
– przekrój wyrobiska – (zwykle w chodnikach o większych przekrojach fale radiowe propagują się lepiej);
– występowanie przeszkód terenowych, tj. tamy, duże maszyny, które wpływają na większe tłumienie fal radiowych.

Teoretyczna maksymalna ilość Repeaterów pracująca w jednej sieci wynosi 255. Jednak tak duża ilość urządzeń retransmitujących, będzie powodować kilkusekundowe opóźnienia. Z tego względu należy przyjąć, że realna maksymalna ilość repeaterów w sieci mieści się w przedziale pomiędzy 50-70szt. (w testach pod ziemię wystarczyło kilkanaście szt.).

Ze względu na polaryzację anten, Repeatery powinny pracować w pozycji pionowej. Jest to zapewnione poprzez sposób mocowania urządzeń, polegający na podwieszaniu ich za karabińczyk umieszczony na końcu anteny, do elementów obudowy wyrobiska, tj. stropnic, wykładki etc., lub istniejących w wyrobisku elementów instalacji, tj. rurociągi, kable itp., za pomocą dowolnego zawiesia np. haka wykonanego z drutu, odcinaka taśmy tekstylnej, linki, łańcuszka itp.

Repeatery należy umieścić w świetle chodnika, w taki sposób, aby najmniejsza odległość od ociosów, stropu i spągu, wynosiła, co najmniej 0,5 m.

Repeater skonstruowano tak, aby był urządzeniem lekkim o niewielkich gabarytach, możliwie łatwym do noszenia i prostym w obsłudze.

Masa repeatera gotowego do pracy to 440 g, z czego 140 g waży sam akumulator o pojemności 3000 mAh.

Akumulatory Repeaterów, pozwalają na 15 do 20 godzin pracy i są wymienne w strefie zagrożenia wybuchem.

W Repeater'ach zastosowano anteny dookólne, celem uproszczenia ich instalacji. Może mieć to szczególne znaczenie, w warunkach ograniczonej widoczności.

Budowanie sieci jest możliwie proste i wspomagane komunikatami głosowymi, odtwarzanymi w Komunikatorze Osobistym. Daje to pewność użytkownikom, że postępują prawidłowo i tym samym usprawnia budowę sieci.

Pokrycie kilometrowego odcinka zasięgiem sieci szkieletowej, przy średnim zasięgu pomiędzy Repeaterami 140 m, wymaga instalacji ok. 8 Repeaterów, których łączna masa to nieco powyżej 3,5 kg.

Repeatery mogą być także łączone przewodowo za pomocą mediakonwerterów połączonych jednożyłowym światłowodem jednomodowym.

Komunikator PC1.0 oraz Repeater REP 1.0 pozwalają także, na bezprzewodowy przesył danych w trybie telemetrycznym pochodzących z samych urządzeń (np. poziom naładowania akumulatora, dane lokalizacyjne) oraz zewnętrznych czujników i urządzeń wykonawczych, wy-posażonych w interfejs radiowy 2,4 GHz. Dane te są przesyłane do Bazy M1 (pod ziemią), a w razie wystąpienia stanów alarmowych do pozostałych członków zastępu.

Baza M1 jest urządzeniem wspomagania zarządzania akcją ratowniczą w podziemnych wyrobiskach górniczych, służącym do głosowej, bezprzewodowej komunikacji pomiędzy jej operatorem KAD a górniczymi zastępami ratowniczymi. Baza M1 pozwala także, na sczytywanie danych z czujników stanowiących wyposażenie ratowników tj. np. pulsometry oraz repeaterów i urządzeń podłączonych do repeaterów.

Za pomocą Bazy M1 można nawiązać łączność światłowodową z naziemnym sztabem akcji, o ile zakład górniczy jest wyposażony w odpowiednie okablowanie.

Baza M1 może również współpracować z komputerami, na którym zainstalowano aplikację systemu RESYS, udostępniając im bieżące dane za pomocą WiFi (w bazie pod ziemią) lub łącza światłowodowego (w sztabie akcji na powierzchni).

Podstawowymi interfejsami komunikacyjnymi Bazy M1 są:

- Mediakonwerter MC1 – światłowodowe połączenie z siecią repeaterów,
- Mediakonwerter MC2 – światłowodowe połączenie ze sztabem akcji na powierzchni,
- Moduł WiFi - radiowe połączenie z komputerem w bazie pod ziemią.
- Modem 2,4GHz – bezprzewodowe połączenie z siecią repeaterów, podłączenie bezprzewodowego zestawu słuchawkowego.

Baza M1 jest wyposażona w: głośnik, klawiaturę, wyświetlacz graficzny, złącza (światłowodowe MC1, MC2, mikrofonowe, słuchawkowe, ładowania), układ zasilania akumulatorowego o pojemności 8500 mAh, pozwalający na ok. 24 h ciągłej pracy.

System ma dodatkowo możliwość lokalizacji ratowników i ostrzegania w sytuacji gdy pozostają w bezruchu.

Lokalizacja ratowników jest ustalana na podstawie sygnałów radiowych Komunikatorów Osobistych względem sąsiednich Repeaterów i przedstawiana graficznie na ekranie komputerów z aplikacja Resys w bazie pod ziemią oraz w sztabie akcji na powierzchni, o ile zestawiono stosowne połączenie światłowodowe.

Baza M1 oraz inne urządzenia sytemu mają możliwość rejestracji prowadzonych rozmów oraz przesyłanych danych. W akcji może uczestniczyć jednocześnie od 1 do 5 pięcioosobowych zastępów ratowniczych.

Testy funkcjonalne systemu RESYS zostały przeprowadzone w dniach 5, 18 i 26.11.2015 r. w czynnej kopalni wydobywającej węgiel kamienny – KWK Krupiński. Badania w dn. 5.11. miały na celu sprawdzenie propagacji fal i samej łączności w warunkach przeszkód, takich jak tamy, skrzyżowania i załamania poziome trasy chodników. Testy symulowanej akcji przeprowadzono na poziomie 602 m (PPW) i 420 m. Uczestniczyły w nich 2 zastępy złożone z ra-

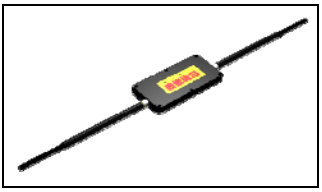
towników z CSRG i KWK. Z bazy usytuowanej w pobliżu szybu „#3” rozwinięto odcinek linii kablowej optycznej o długości 50 m, po czym za pomocą mediakonwertera przyłączono kolejne repeatery, instalowane poprzez podwieszenie ich pod stropem wyrobisk korytarzowych, w ich świetle lub na skrzyżowaniach na zaplanowanej trasie dojścia do miejsca symulowanej akcji. Podczas testów ratownicy używali zestawów komunikacyjnych w wersji z mikrofonem na wysięgniku lub mikrofony bezprzewodowe w wersji do aparatów oddechowych. Uzyskane odległości pomiędzy repeaterami uzależnione były od warunków propagacji, czyli od napotkanych przeszkód. Wyniosły min 35 metrów (2 załamania chodnika), a maksymalnie 243 metry. Na całej trasie od pierwszego do ostatniego repeatera łączność z bazą zastępowego, jak i członków zastępu pomiędzy sobą była poprawna. Prawidłowo działała także wybierana „na żądanie” łączność pomiędzy bazą, a pozostałymi członkami zastępu oraz monitoring ratowników. W dniach 18 i 26.11. sprawdzono też funkcjonalność systemu, tj.:

– połączenie i transmisja danych z/do bazy podziemnej do/z sztabu usytuowanego na powierzchni (bazę zlokalizowano w komorze dysponenta przewozu (dysponentka) na poziomie 420 m, w pobliżu skrzyżowania chodnika do szybu „#3” i wytycznej granicznej. Z bazy rozwinięto odcinek 50 m linii kablowej optycznej. Koniec przewodu, zakończony typowym złączem SC wpięto do przełącznicy optycznej usytuowanej w komorze remontowej „k.r.”. Uzyskano w ten sposób połączenie aparatu bazowego poprzez kopalnianą sieć telekomunikacyjną z urządzeniem komunikacyjnym sztabowym (laptop) usytuowanym w pomieszczeniach dyspozytorni głównej);
– jednoczesna transmisja głosowa (danych) na dwóch równoległych liniach optycznych (do sztabu na powierzchni kopalni i do podziemnej sieci repeaterowej);
– łączność głosowa członków zastępu ratowniczego z użyciem mikrofonów bezprzewodowych w maskach aparatów oddechowych.

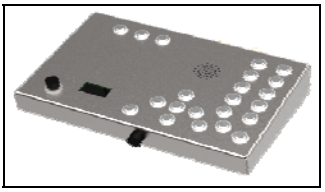
Testy potwierdziły pełną sprawność i przydatność systemu, a maksymalny zasięg systemu łączności uzyskany w testach wynosił 2 km.



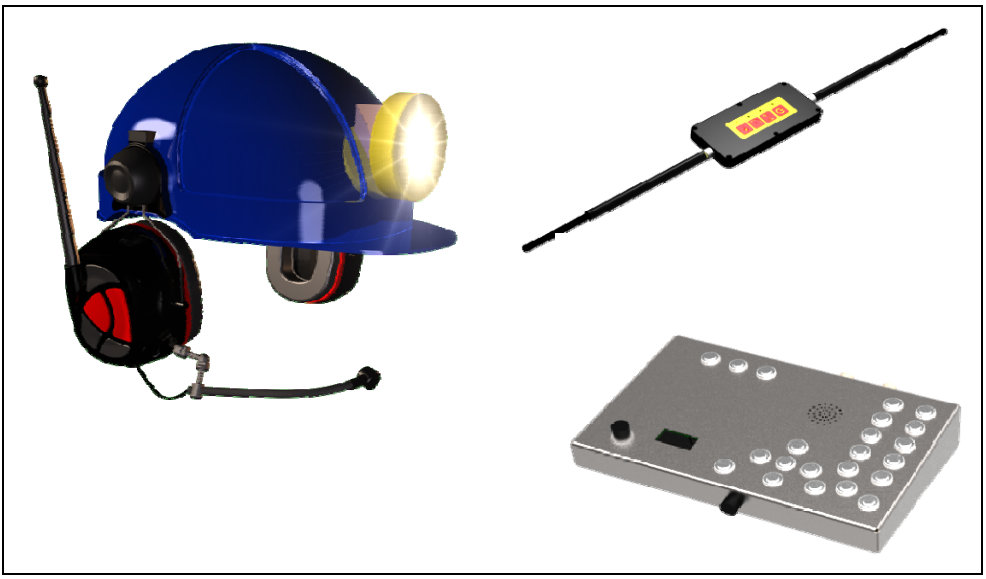
Komunikator



Repeater



Baza



**KWK RUDA Ruch Bielszowice**

Michał Piecha, Aleksander Pietrzycki, Tadeusz Jagła, Adam Barański

Koszty i efektywność działań profilaktycznych przy współwystępowaniu zagrożeń tąpaniami i metanem na przykładzie eksploatacji wybraną ścianą.

Streszczenie

KWK Ruda należy do silnie zagrożonych tąpaniami i metanem kopalń Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. W kopalni Ruda Ruch Bielszowice jednym z kluczowych tak pod względem zasobów jaki i jakości węgla jest pokład 405/2. Rozwój eksploatacji tego pokładu będzie się odbywał na dużych głębokościach przy wysokim stanie zagrożenia metanowego i tąpaniami. Warunki geologiczno-górnicze przy eksploatacji tego pokładu wymuszają stosowanie efektywnych działań profilaktycznych tak pod względem ograniczania zagrożeń jak i kosztów ich stosowania.

W prezentacji przedstawiono aktywne metody profilaktyczne z zakresu zagrożenia metanem i tąpaniami zastosowane podczas eksploatacji pokładu 405/2 w Partii „Borowa" KWK Ruda Ruch Bielszowice. Rozwój techniki strzałowej oraz poziomu robót wiertniczych umożliwił zastosowanie podczas eksploatacji tego pokładu profilaktyki zarówno metanowej jak i tąpaniowej w zakresie dotychczas nie stosowanym w polskim górnictwie węglowym oraz wskazał możliwości oraz kierunki rozwoju dla polepszenia bezpieczeństwa eksploatacji w tak trudnych warunkach współwystępowania zagrożeń naturalnych. Jedną z perspektywicznych możliwości jest zastosowanie wierceń kierunkowych w profilaktyce metanowej, wierceniach geologicznych i studialnie w profilaktyce tąpaniowej.

Zastosowanie znanej i praktykowanej już techniki wierceń kierowanych, realizowanych siłami własnymi - przez oddział kopalni, poza zwiększeniem efektywności stosowanej profilaktyki powinno wpłynąć na znaczne obniżenie jej kosztów.

** PGG sp. z o.o. KWK RUDA Ruch Bielszowice

* PGG sp. z o.o. Centrala

**KWK RUDA**

Michał Piecha, Krzysztof Kiełbiowski, Andrzej Sojka, Grzegorz Szuba

Udostępnienie pokładu 405 w partii L w rejonie przygranicznym ruchów Halemba i Bielszowice wraz z planowaną eksploatacją w filarze Elektrowni Halemba.

Streszczenie

Utworzenie KWK RUDA składającej się z trzech ruchów: Halemba, Bielszowice i Pokój, skłania do szerszego spojrzenia na możliwość udostępnienia i podjęcia wspólnej eksploatacji pokładów w rejonach przygranicznych. Pozwoli to na ograniczenie kosztów robót przygotowawczych, zbrojeniowo-likwidacyjnych oraz umożliwi pełniejsze wykorzystanie posiadanych zdolności produkcyjnych.

Przeprowadzona analiza udostępnienia i rozcięcia w części północnej pokładu 405 w partii L dla ruchów Halemba i Bielszowice wskazuje na możliwość zwiększenia efektywności wykorzystania złoża przy równoczesnym zmniejszeniu kosztów jego sczerpania.

Przedstawiono również drogi odstawy urobku, transportu materiałów i załogi, dostarczenie niezbędnych mediów, drogi wentylacyjne.

W końcowej części referatu przedstawiono możliwość wykorzystania wykonanych robót udostępniających do przekierowania całości urobku z Ruchu Halemba ma Ruch Bielszowice, co otwiera możliwości dalszej redukcji kosztów funkcjonowania kopalni.

# Udostępnienie pokładu 405 w partii L w rejonie przygranicznym Ruchów Halemba i Bielszowice wraz z planowaną eksploatacją w filarze Elektrowni Halemba

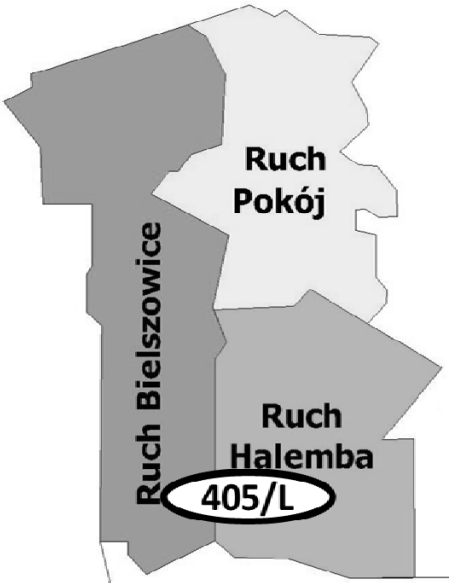
Michał Piecha, Krzysztof Kiełbiowski, Andrzej Sojka, Grzegorz Szuba
*Polska Grupa Górnicza Sp. z o.o. KWK RUDA*

STRESZCZENIE
Utworzenie KWK RUDA składającej się z trzech ruchów: Halemba, Bielszowice i Pokój, skłania do szerszego spojrzenia na możliwość udostępnienia i podjęcia wspólnej eksploatacji pokładów w rejonach przygranicznych. Pozwoli to na ograniczenie kosztów robót przygotowawczych, zbrojeniowo-likwidacyjnych oraz umożliwi pełniejsze wykorzystanie posiadanych zdolności produkcyjnych.
Przeprowadzona analiza udostępnienia i rozcięcia w części północnej pokładu 405 w partii L dla ruchów Halemba i Bielszowice wskazuje na możliwość zwiększenia efektywności wykorzystania złoża przy równoczesnym zmniejszeniu kosztów jego sczerpania.
Przedstawiono również drogi odstawy urobku, transportu materiałów i załogi, dostarczenie niezbędnych mediów, drogi wentylacyjne.
W końcowej części referatu przedstawiono możliwość wykorzystania wykonanych robót udostępniających do przekierowania całości urobku z Ruchu Halemba ma Ruch Bielszowice, co otwiera możliwości dalszej redukcji kosztów funkcjonowania kopalni.

SŁOWA KLUCZOWE: Górnictwo węgla kamiennego, rozcięcie i eksploatacja pokładu, obniżenie kosztów wydobycia węgla, Polska Grupa Górnicza Sp. z o.o., KWK RUDA

## WPROWADZENIE

KWK RUDA powstała 1 lipca 2016r. z połączenia rudzkich kopalń: Halemba-Wirek, Bielszowice i Pokój i funkcjonuje jako zakład składający się z trzech ruchów, których obszary górnicze wzajemnie ze sobą sąsiadują. Położenie administracyjne zakładu to Ruda Śląska, Mikołów, Katowice i Zabrze.




Rysunek 1. Obszar górniczy KWK RUDA z zaznaczonym rejonem pokładu 405 w partii L
Figure 1. Mining area of Ruda Coal Mine with indicated region of 405/L seam.

CHARAKTERYSTYKA POKŁADU 405 W PARTII L

Pokład 405 partia „L" na południe od Uskoku Kłodnickiego stanowiący pole eksploatacyjne ograniczony jest :

- od północy: uskokiem Kłodnickim o zrzucie h ~ 460 m.
- od wschodu: Uskokiem Halembskim o zrzucie h ~ 100 - 120m
- od południa: Granicą Obszaru Górniczego Halemba II
- od zachodu: Granicą Obszaru Górniczego Halemba II

Projektowana rozcinka pokładu 405/1/L zlokalizowana jest na południowy-zachód od filara ochronnego Zakładu Głównego, na głębokości od około 1000m do 1130m. Pokład w rejonie prowadzonych robót ma rozciągłość NE-SW i upad $4^0$-$8^0$ na SE.

Miąższość pokładu węgla w partii „L" jest zróżnicowana. Przez partię tę przebiega linia połączenia pokładów 405/1 i 405/2. Pokłady są ze sobą połączone na NW od tej granicy. W części połączonej pokład 405/1 ma miąższość 4,35÷5,6m, natomiast w części SE (rozdzielonej) 1,75÷2,65m. Pokład w tej partii nie był przedmiotem eksploatacji, został rozpoznany jedynie otworami wiertniczymi z powierzchni. Odległość pomiędzy pokładami wynosi od 0,0m (na linii połączenia) do 12,2m (otw. Kłodnica 5). Miąższość pokładu 405/2 w części rozdzielonej wynosi od 1,45 do 1,55m. Skały rozdzielające pokłady to łupki ilaste, łupki węglowe oraz piaskowce.

Według otworu Panewniki-17 w stropie pokładu 405/1 występuje: 14,4m łupka ilastego, 29,0m piaskowca, 3,8m łupka ilastego, 0,4m niedokumentowanego pokładu 404/5, 7,7m łupka ilastego, 0,2m warstwy węgla, 5,1m łupka ilastopiaszczystego, 0,8m warstwy węgla niedokumentowanego pokładu 404/4, 0,9m łupka ilastego, 0,3m warstwy węgla, 4,4m łupka ilastego,

20,1m piaskowca, 6,7m łupka ilastego, 0,4m węgla niedokumentowanego pokładu 404/3, 4,4m łupka ilastego, 2,0 m piaskowca, 0,2 m węgla niedokumentowanego pokładu 404/2, 8,2m łupka ilastego, 0,2m węgla niedokumentowanego pokładu 404/1, 4,0m piaskowca.
Według otworu Panewniki-17 w spągu pokładu 405/1 występuje: 10,2m łupka ilastego, 0,3m warstwy węgla, 9,4 m łupka ilastego, 0,8 m węgla niedokumentowanego pokładu 406/1, 1,3m łupka ilastego, 0,1m warstwy węgla, 0,3m łupka ilastego, 0,3m warstwy węgla, 4,7m łupka ilastego, 0,2m warstwy węgla, 3,9m łupka ilastego, 0,8m węgla niedokumentowanego pokładu 407/1, 9,6m łupka ilastego, 1,6m węgla pokładu 407/2 z przerostem łupka ilastego 0,2m, 14,4m łupka ilastopiaszczystego.
Pokład 405/1 w partii „L" charakteryzuje się następującymi parametrami jakościowymi:

- średnia wartość opałowa 29 229 kJ/kg,
- średnia zawartość popiołu 11,4%,
- średnia zawartość siarki 0,4%,
- typ węgla 34.1; 34.2; 35.1.

Pokład 405/2 charakteryzuje się następującymi parametrami jakościowymi:

- średnia wartość opałowa 28 211 kJ/kg,
- średnia zawartość popiołu 17%,
- średnia zawartość siarki 0,32%,
- typ węgla 34.2; 35.1.

Połączone pokłady 405/1 i 405/2 w partii L charakteryzują się następującymi parametrami:

- średnia wartość opałowa 30 502 kJ/kg,
- średnia zawartość popiołu 7,6%,
- średnia zawartość siarki 0,39%,
- typ węgla 34.2; 35.1.

Pokład 405 w partii L charakteryzuje się następującymi zagrożeniami naturalnymi:
- prace prowadzone na zasadach IV kategoria zagrożenia metanowego,
- klasa B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego,
- prace prowadzone na zasadach obowiązujących III stopniu zagrożenia tąpaniami[1][2].

Zaliczenie pokładu nastąpi po udostępnieniu i wykonaniu niezbędnych badań.

WARUNKI GÓRNICZO-GEOLOGICZNE

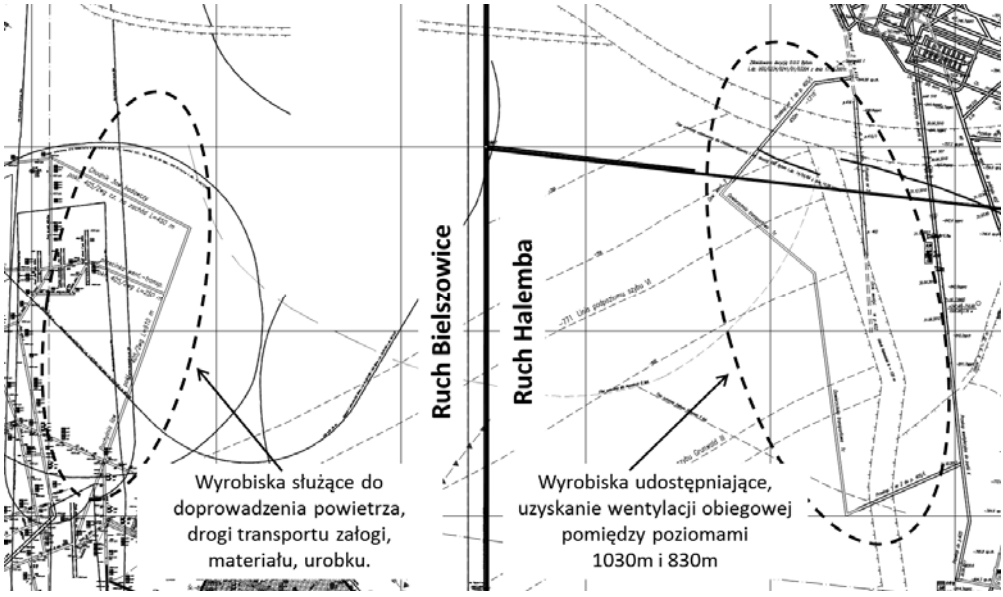
Złoże „Halemba II" położone jest na południowym skrzydle Siodła Głównego, w części zrzuconej regionalnego Uskoku Kłodnickiego o wielkości zrzutu od 100 do 480 m. Od północy złoże ogranicza Uskok Kłodnicki, natomiast od wschodu, południa i zachodu granica Obszaru Górniczego „Halemba II", oddzielająca złoże od złóż „Bielszowice" KWK Ruda Ruch Bielszowice", „Śmiłowice" KWK Ruda Ruch Halemba i KWK Wujek. Złoże przecięte jest dużym Uskokiem Halembskim o przebiegu zbliżonym do N-S i wielkości zrzutu 100-120 m na zachód, oddzielającym partię „K" od partii „L". Partię „K" dodatkowo tną uskoki: III, V i Va, o zrzutach do 30 m i kierunku biegu zbliżonym do NE-SW, zrzucające warstwy schodowo w kierunku wschodnim. Utwory karbońskie zapadają w różnych kierunkach, w większości na południowy zachód, ale także na południowy wschód, wschód, lub nawet na zachód czy północ, pod zmiennymi kątami, wahającymi się od 0° do ponad 20°. Całe złoże przykryte jest zalegającymi z reguły poziomo warstwami triasowymi, trzeciorzędowymi i czwartorzędowymi, niekiedy o znacznej miąższości [3].

UDOSTĘPNIENIE POKŁADU 405 W PARTII L

Udostępnienie pokładu 405 w partii L prowadzone będzie z dwóch poziomów KWK RUDA Ruch Halemba: 830m i 1030m. Z poziomu 1030m, z przekopu wentylacyjnego do partii K rozpoczęto drążenie przekopu nr 2 do pokładu 405 w partii L przez Uskok Halembski w kierunku zachodnim. W dalszej kolejności drążone będą: odcinek chodnika ścianowego 5c do dowierzchni transportowej 1c, dowierzchnia transportowa 1c oraz końcowy odcinek dowierzchni wentylacyjnej 3. Z poziomu 830m z wykonanej dowierzchni wentylacyjnej 2 w pokładzie 416 rozpoczęte zostanie drążenie w kierunku południowym przez Uskok Kłodnicki przekopu nr 1 do pokładu 405 w partii L celem połączenia z dowierzchnią wentylacyjną 3 i uzyskania wentylacji obiegowej pomiędzy poziomami 1030m i 830m. Wykonanie powyższych wyrobisk umożliwi rozpoczęcie drążenia wyrobisk przygotowawczych dla projektowych ścian, wykonania połączenia wentylacyjnego pomiędzy dwoma ruchami, które będzie również docelową drogą odprowadzania powietrza z rejonu.

Równolegle na ruchu Bielszowice drążona jest pochylnia Iaw, chodnik 3aw badawczy oraz przecinka wentylacyjno-transportowa. Wyrobiska te służyły będą jako droga doprowadzenia świeżego powietrza, transportu załogi, materiału, urobku, od strony ruchu Bielszowice oraz umożliwi rozpoczęcie drążenia wyrobisk przygotowawczych dla projektowanych ścian.

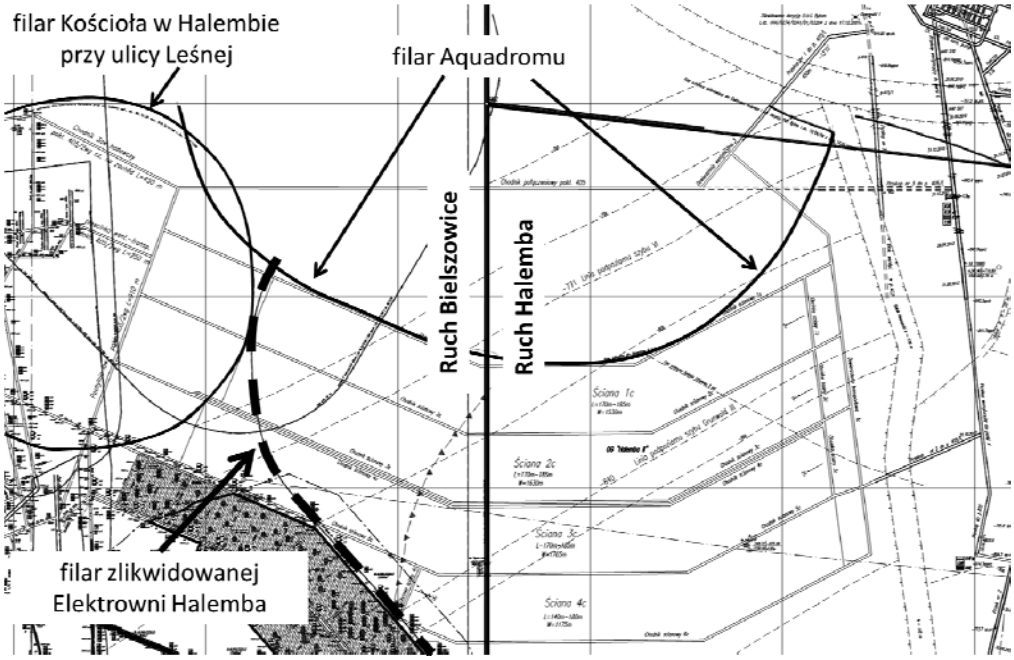
Udostępnienie pokładu przedstawiono na Rysunku 1.




Rysunek 1. Mapa pokładu 405 w partii L – udostępnienie pokładu.
Figure 1. Map of the seam 405 in parcel L – reaching the seam.

## ROZCIĘCIE I EKSPLOATACJA POKŁADU 405 W PARTII L W REJONIE PRZYGRANICZNYM W TYM W FILARZE ELEKTROWNI HALEMBA

Przedstawione powyżej udostępnienie pokładu pozwala za zaprojektowanie rozcięcia w części północnej pokładu odrębnie dla Ruchów Halemba Bielszowice. Prowadzenie eksploatacji odrębnie przez dwa Ruchy wymusi konieczność koordynacji prac robót przygotowawczych i eksploatacyjnych, które najczęściej powodują opóźnienia planowanych robót. Ponadto należy zaplanować i wykonać doprowadzenie wszystkich niezbędnych nośników energii, mediów, dróg transportu materiałów, ludzi, odstawy urobku, co w przypadku planowanej eksploatacji w rejonie przygranicznym, gdzie nie występują zaburzenia geologiczne wydaje się marnotrawstwem ograniczonych zasobów.
Uwzględniając ograniczenia wynikające z zakończonej eksploatacji ścian 841a i 841b na Ruchu Bielszowice jak również filarów ochronnych obiektów znajdujących się na powierzchni: filara ochronnego kościoła w Halembie przy ulicy Leśnej oraz filara ochronnego Aquaromu obejmujący swym zasięgiem filar kościoła w Halembie przy ulicy 1 Maja, jednakże z pominięciem filara zlikwidowanej Elektrowni Halemba, zaproponowano wspólną rozcinkę w północnej części połączonych pokładów 405/1 i 405/2 o miąższości co najmniej 4,5m, co przedstawiono na Rysunku 2.



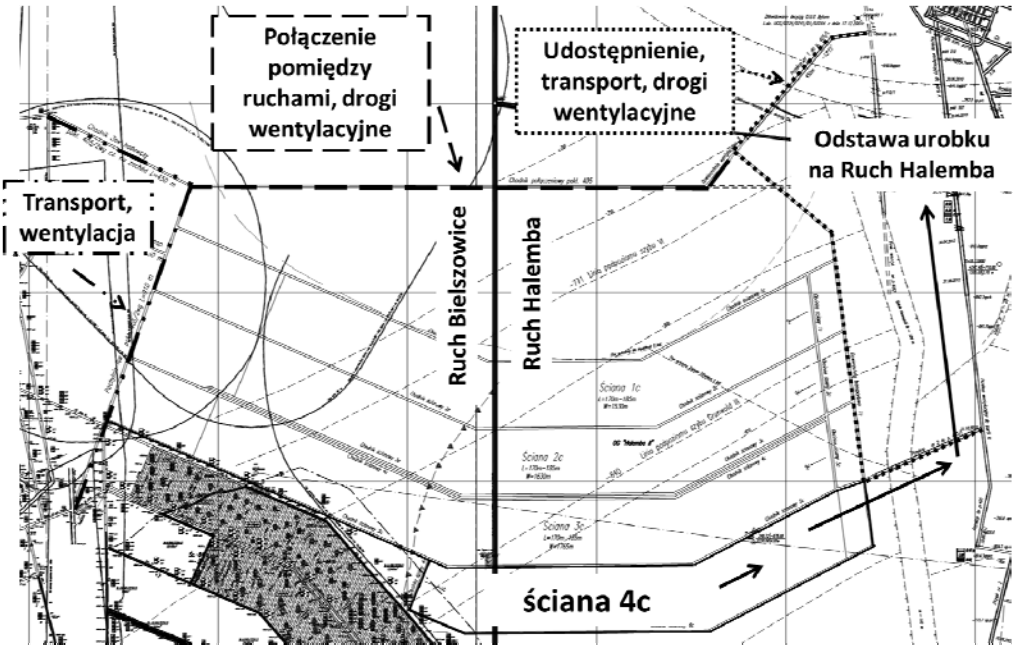

Rysunek 2. Mapa pokładu 405 w partii L – propozycja rozcięcia północnej części pokładu
Figure 2. Map of the seam 405 in parcel L – project of preparation works in the northern part of the seam

Przedstawiona propozycja rozcięcia północnej części połączonych pokładów 405/1 i 405/2 w partii L obejmuje cztery ściany charakteryzujące się parametrami przedstawionymi w tabeli 1.

Tabela 1. Parametry ścian w północnej części połączonych pokładów 405/1 i 405/2.
Table 1. The parameters of longwalls situated in the northern part connected seams 405/1 and 405/2

| Numer ściany | Wybieg [m] | Miąższość [m] | Długość [m] | Zasoby [tys. ton] | Wartość opałowa [kJ/kg] | Typ węgla |
|---|---|---|---|---|---|---|
| ściana 1c | 1 530 | 4,5 ÷ 5,2 | 140 ÷ 180 | 1 719 | 30 198 | 34.2 , **35.1** |
| ściana 2c | 1 630 | 4,5 ÷ 5,2 | 170 ÷ 185 | 1 808 | 30 198 | 34.2 , **35.1** |
| ściana 3c | 1 765 | 4,5 ÷ 5,2 | 170 ÷ 185 | 2 012 | 30 198 | 34.2 , **35.1** |
| ściana 4c | 1 175 | 4,5 ÷ 5,2 | 140 ÷ 180 | 1 360 | 30 198 | 34.2 , **35.1** |

Mając na uwadze konieczność efektywnego wykorzystanie posiadanych środków i zasobów oraz termin uruchomienia pierwszej ściany, zaplanowano prowadzenie rozcięcie ścian wspólnie przez Ruchy Halemba i Bielszowice. W tym celu, po udostępnieniu pokładu, uzyskaniu wentylacji obiegowej pomiędzy poziomami 1030m i 830m, kopalnia przystąpi do robót przygotowawczych mających na celu przygotowanie do eksploatacji ściany 4c oraz wykonania połączenia pomiędzy ruchami poprzez wydrążenie chodnika połączeniowego. Zaplanowano również zakup wysokowydajnego, dedykowanego kompleksu ścianowego, co pozwoli na efektywne sczerpanie złoża. Niezbędne będzie schładzanie powietrza poprzez wykonanie klimatyzacji grupowej. Uruchomienie ściany 4c zaplanowano w czwartym kwartale 2018r. Zakres robót niezbędnych do uruchomienia ściany oraz funkcjonalność wyrobisk przedstawiono na rysunku 3.

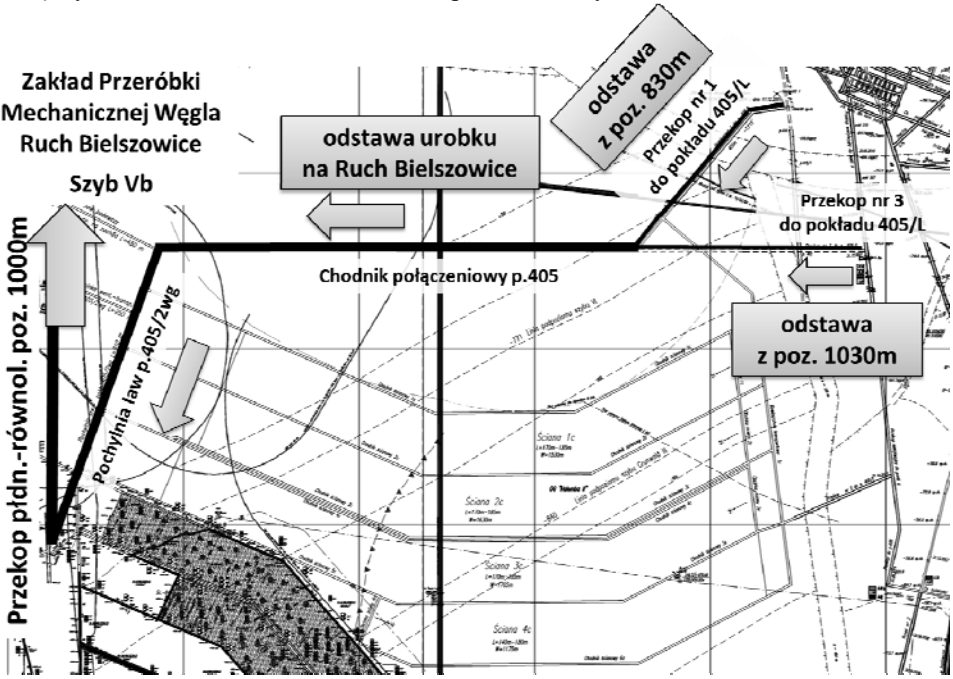



Rysunek 3. Mapa pokładu 405 w partii L – zakres robót chodnikowych niezbędnych do uruchomienia ściany 4c wraz opisem ich przeznaczenia.
Figure 3. Map of the seam 405 in parcel L – the range of preparation works necessary for the deploying longwall 4c as well as their purpose description

Wraz z uruchomieniem ściany 4c prowadzone będą dalsze roboty przygotowawcze związane z rozcięciem i przygotowaniem do eksploatacji kolejnych ścian: ściany 3c, ściany 2c i ściany 1c, z których urobek będzie kierowany na Ruch Bielszowice. Prace prowadzone będą równolegle, tak jak w przypadku rozcięcia ściany 4c, przez dwa ruchy. Wraz z postępem robót będą wydłużane drogi transportu załogi, co pozwoli na zmniejszenie wydatku energetycznego pracowników. Transport materiałów i ludzi, w zależności od stopnia zaawansowania robót może być prowadzony alternatywnie z dwóch ruchów. Wykonana i sukcesywnie rozbudowywane klimatyzacja grupowa poprawi warunki klimatyczne. Istotnym zagadnieniem będzie również możliwość prowadzenia efektywnego odmetanowania. Kopalnia posiada nową stację odmetanowania, zlokalizowaną przy szybie Grunwald IV Ruchu Halemba, którą można rozbudować zapewniając możliwość skutecznego odmetanowania.

## WYKORZYSTANIE WYROBISK DLA DALSZEJ RESTRUKTURYZACJI KOPALNI RUDA

Wykonane wyrobiska udostępniające oraz połączeniowe pomiędzy Ruchami Halemba i Bielszowice będzie można wykorzystać do docelowego przekierunkowania urobku z Ruchu Halemba na Ruch Bielszowice. Niezbędne będzie wykonanie przekopu nr 3 do pokładu 405/L oraz części chodnika połączeniowego pomiędzy przekopem nr 3 do pokładu 405/L, a dowierzchnią wentylacyjną 3. Powyższe rozwiązanie będzie można wdrożyć po zakończeniu eksploatacji na Ruchu Pokój. Aktualnie cały urobek z Ruchu Pokój kierowany jest, poprzez połączenie dołowe, na Ruch Bielszowice zapewniając pełne wykorzystanie zdolności produkcyjne zakładu przeróbczego i transportu pionowego. Proponowane połączenie technologiczne pomiędzy Ruchami Halemba i Bielszowice przedstawia rysunek 4.




Rysunek 3. Mapa pokładu 405 w partii L – przekierowanie urobku na Ruch Bielszowice
Figure 3. Map of the seam 405 in parcel L – redirecting the winning toward the Bielszowice section

PODSUMOWANIE

1. Przedstawiona propozycja udostępnienia pokładu 405 w partii L umożliwia wspólne rozcięcie i eksploatację pokładu przez Ruchy Halemba i Bielszowice.
2. Uwzględniając występujące ograniczenia wynikające z zakończonej eksploatacji ścian 841a i 841b na Ruchu Bielszowice jak również filarów ochronnych obiektów znajdujących się na powierzchni, z pominięciem filara zlikwidowanej Elektrowni Halemba, zaproponowano wspólne rozcięcie pokładu 405 w partii L czterema ścianami o długościach około 170m, wybiegach od 1175m do 1630m i wysokości około 4,5m o sumarycznych zasobach wynoszących około 6,9 mln ton.
3. Wspólne prowadzenie robót udostępniających i przygotowawczych umożliwi efektywne wykorzystanie posiadanych środków technicznych i organizacyjnych pozwalając na terminowe przygotowanie ścian do eksploatacji.
4. Sukcesywna rozbudowa sieci transportu załogi, budowa klimatyzacji grupowej będą skutkowały zmniejszeniem wydatku energetycznego załogi i poprawą wydajności pracy.
5. Zakup wysokowydajnego, dedykowanego kompleksu ścianowego pozwoli na efektywne sczerpanie udostępnionych zasobów węgla.
6. Nowa stacja odmetanowania zlokalizowana przy szybie Grunwald IV Ruchu Halemba umożliwia prowadzenie skutecznego odmetanowania pokładu poprawiając bezpieczeństwo pracy.
7. Proponowany układ wyrobisk udostępniających i połączeniowych umożliwia, w kolejnych latach, przekierunkowanie całego urobku z Ruchu Halemba na Ruch Bielszowice, co będzie skutkowało zmniejszeniem kosztów funkcjonowania kopalni RUDA.

LITERATURA

[1] Plan Ruchu KWK „Halemba-Wirek” na lata 2014-2016 wraz z aneksami.
[2] Kompleksowy Projekt Eksploatacji Pokładów Zagrożonych Tąpaniami wraz z aneksami.
[3] Dokumentacja Geologiczna Złoża Halemba II.

# Development of the Seam 405 in Parcel L – the Bordering Area of Sections Halemba And Bielszowice – with Planned Exploitation in the Protective Pillar of Liquidated Halemba Power Plant

Foundation of Ruda Coal Mine which consists of three sections: Halemba, Bielszowice and Pokój, leads to have a broader look at the possibility of shared deposit development and a combined exploitation of seams in the border areas. This will limit the costs of preparatory works, costs of preparation and liquidation longwalls and allows more efficient use of the production potential.

The analysis of development and preparatory works in the northern part of 405/L seam for Halemba and Bielszowice sections indicates that there is a possibility of increasing the efficiency as well as reducing the costs of the deposit exploitation.

There are also presented ways of winning, materials and crew transportation, providing necessary infrastructure, ventilation of the deposit.

In the final part of the paper there is presented the possibility of using the development works to entirely redirect excavated material from the section Halemba to Bielszowice, which opens further possibility of reducing the whole operating costs of the mine Ruda.

# Udostępnienie i eksploatacja pokładu 405 w partii L oraz 410 w partii K w aspekcie zwalczania prognozowanego zagrożenia klimatycznego

Michał Piecha
*KWK Ruda*

Krzysztof Kiełbiowski
*KWK Ruda Ruch Halemba*

Krzysztof Kuś
*KWK Ruda Ruch Halemba*

Wiktor Sobota
*KWK Ruda Ruch Halemba*

STRESZCZENIE: Referat dotyczy klimatyzacji grupowej wyrobisk w partii L i K w pokładzie 405 i 410 w południowej części obszaru górniczego KWK Ruda Ruch Halemba. Przeprowadzone prognostyczne obliczenia rozkładu temperatury w wyrobiskach eksploatacyjnych i drążonych przodkach wykazały, że konieczne będzie zastosowanie układu do chłodzenia powietrza w wyrobiskach górniczych. Na podstawie analizy zagrożenia temperaturowego określono zapotrzebowanie mocy chłodniczej dla eksploatacji w partii L i K w pokładzie 405 i 410 obszaru górniczego KWK Ruda Ruch Halemba.
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 L i K. 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 Ruda Ruch Halemba dla planowanej eksploatacji w pokładach 405 oraz 410 w partii L i K na poziomie 1030m.

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 ok. 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 zainstalowanych mocach. Od ponad dekady 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 L i K W POKŁADZIE 405 i 410

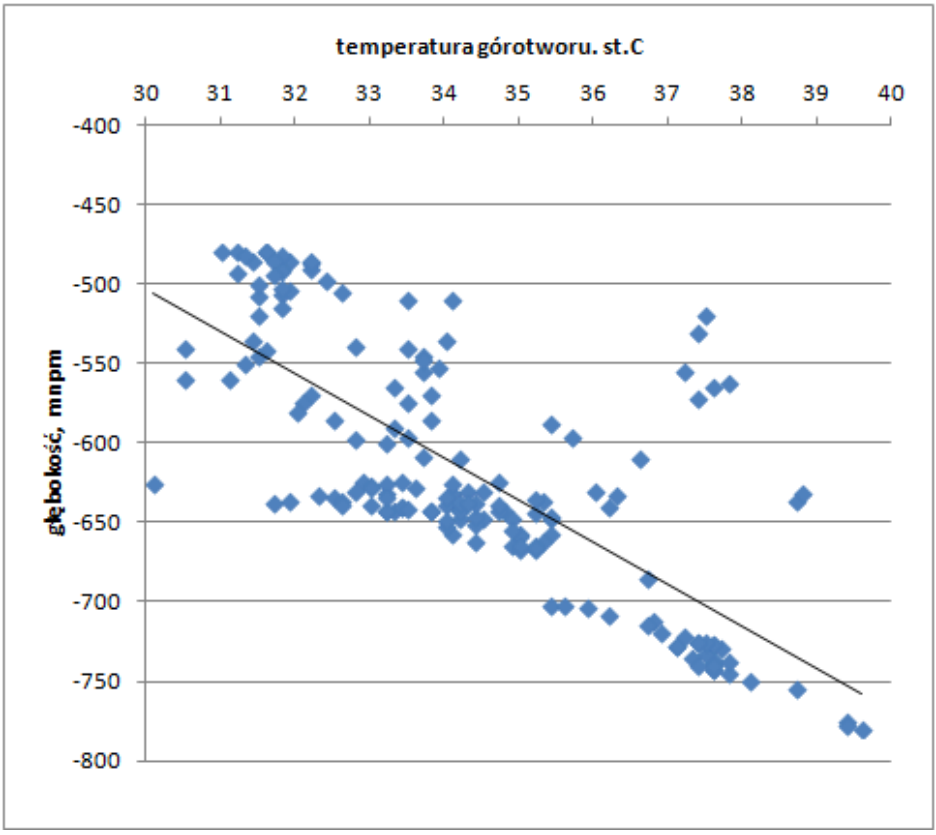
### 3.1. *Temperatura pierwotna skał w południowej części obszaru górniczego*

Rozkład temperatury pierwotnej górotworu w KWK Ruda Ruch Halemba 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 Ruda Ruch Halemba
Table 3.1. The beginning temperatures of the rocks in the KWK Ruda Ruch Halemba mine

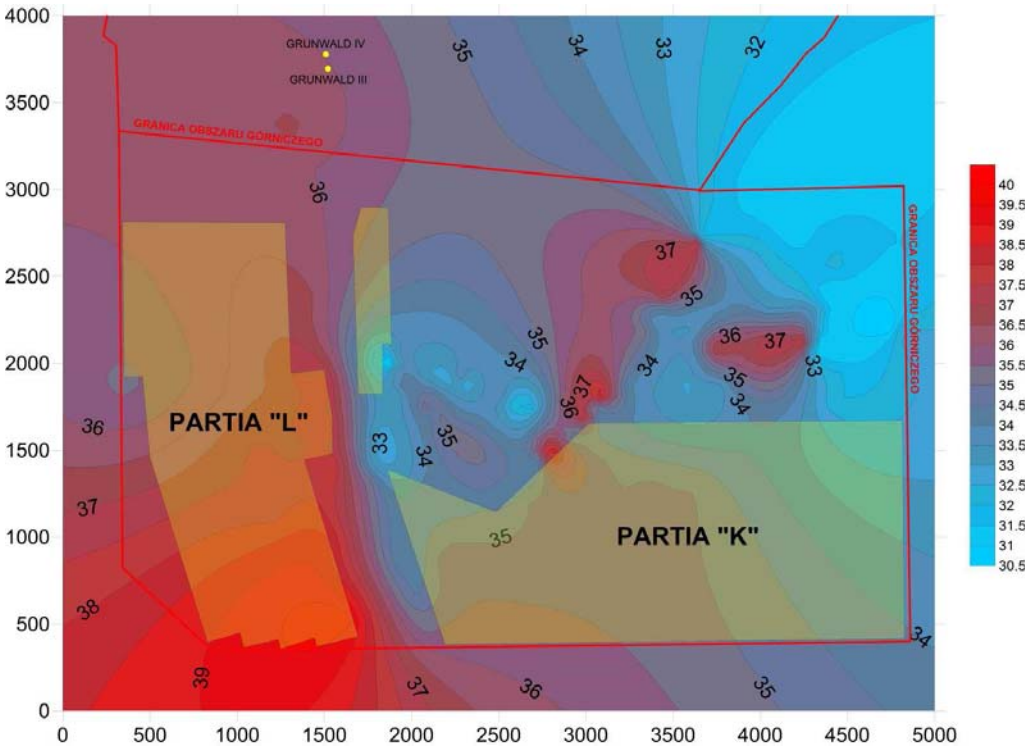
| Poziom | Głębokość [m n.p.m.] | Temperatura pierwotna górotworu [°C] |
|---|---|---|
| 830m | -550 | 33,5 |
| 1030m | -750 | 37,4 |

Wyniki pomiarów temperatury pierwotnej zostały przedstawione na wykresie w funkcji głębokości (rysunek 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 405 i 410 w partii L i K. 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 Ruda Ruch Halemba eksploatacja w pokładzie 405 i 410 w partii L i K 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 L i K w pokładzie 405 i 410 konieczne będzie zastosowanie jednej chłodnicy powietrza o mocy minimum 300kW 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 1200kW do 1800kW.
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:

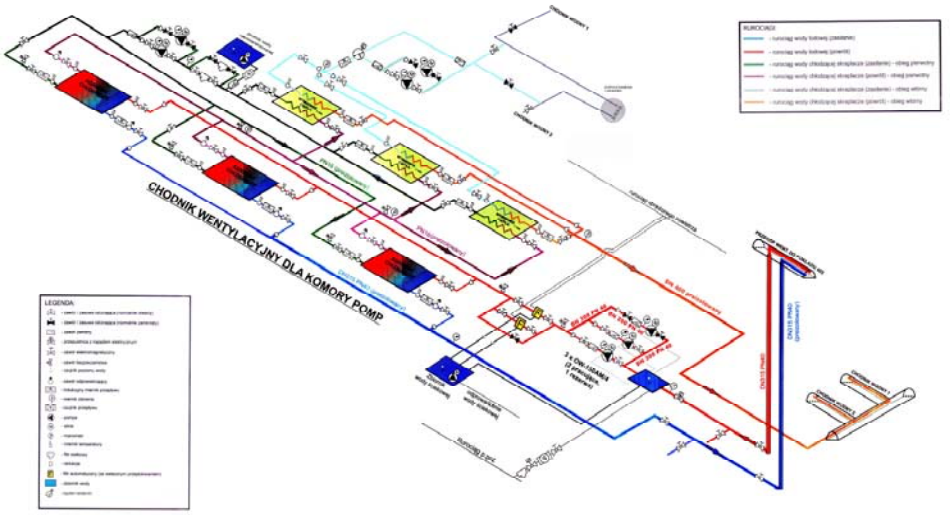
- 5,2 MW w celu odbioru ciepła w rejonach eksploatacyjnych,
- 6,0 MW po uwzględnianiu strat ciepła związanych z przepływem wody lodowej rurociągami pomiędzy agregatami chłodniczymi, a wodnymi chłodnicami powietrza zlokalizowanymi w rejonach eksploatacyjnych (dla lokalizacji agregatów chłodniczych na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

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 L i K w pokładzie 405 i 410:

- 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 410/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 1030m w chodniku wentylacyjnym dla komory pomp. Mając na uwadze harmonogram robót górniczych planuje się w I etapie zabudowę agregatów chłodniczych o mocy 4,0 MW w latach 2017-2018. Natomiast w latach 2018-2019 w II etapie należy dobudować kolejny 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. 6,0MW 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 L i K w pokładzie 405 i 410 w I etapie na lata 2017-2018 zaprojektowano układ klimatyzacji wyrobisk o mocy chłodniczej 4,0 MW z odprowadzeniem ciepła skraplania poprzez wymiennik ciepła do wody dołowej. Dla

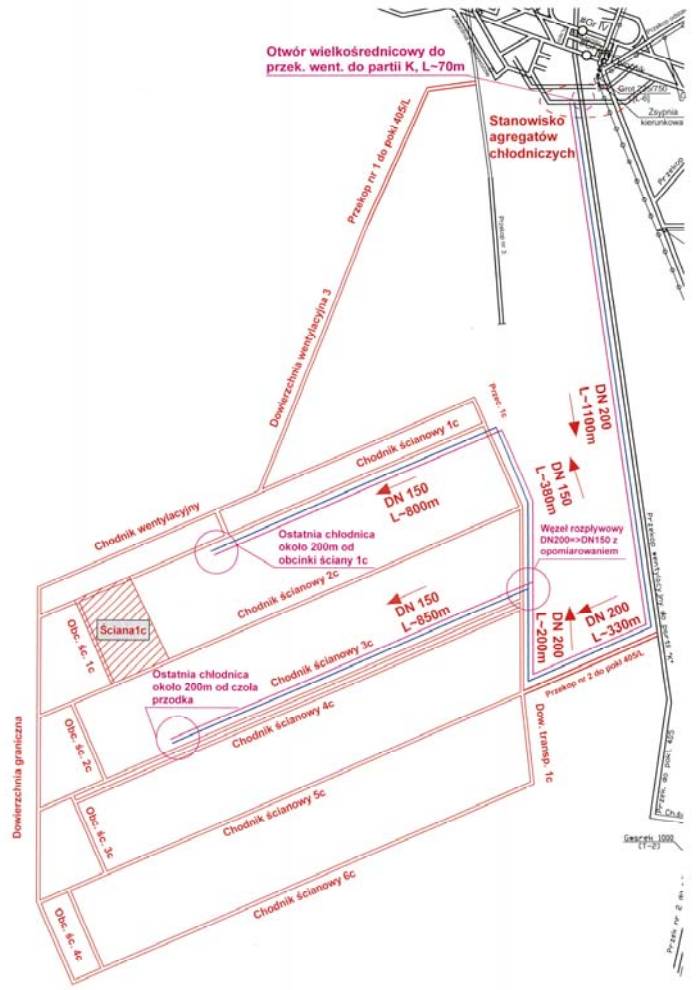
projektowanej instalacji klimatyzacji przewiduje się chłodzenie powietrza w wyrobiskach w partii L pokładu 405. Wówczas drążone będą wyrobiska przygotowawcze dla ścian w pokładzie 405 w partii L a od roku 2018 prowadzona będzie eksploatacja.
W II etapie w latach 2018-2019 przewiduje się zabudowę dodatkowego agregatu/ów chłodniczych o mocy 2,0 MW na podszybiu poziomu 1030 w chodniku wentylacyjnym dla komory pomp. Agregaty chłodnicze o mocy 3 x 2,0 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 (3 x 2000 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 3 x 2,0 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 405 i 410. Dla mocy chłodniczej równej 6,0 MW strumień wody chłodzonej wynosić będzie 107,14 kg/s (385,7 m3/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 L i K w pokładzie 405 i 410 należy zabudować na zasilaniu i powrocie rurociąg 315

oraz 200 mm preizolowany 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.

## 6. 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 Ruda Ruch Halemba eksploatacja w pokładzie 405 i 410 w partii L i K 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 1030m 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.

# Making accessible and exploitation of 405 coal seam in the L part and 410 coal seam in the K part in KWK Ruda in the aspect of overcoming the forecasting climatic threat

SUMMARY: The reports talks about the collective air – conditioning of the headings and the longwalls in the part K and L in the southern district of the KWK Ruda Ruch Halemba 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. No air-conditioning temperature will exceed 33 ° C in the mine workings, and prevent the conduct of mining.

Key words: climatic threat, collective air–conditioning

LITERATURA

[1] Zespół pod kierunkiem Szlązak Nikodem, 2014: Projekt koncepcyjny klimatyzacji grupowej robot górniczych w pokładzie 402 w partii K i L dla potrzeb KW S.A. Oddział KWK „Halemba-Wirek".
[2] Zespół pod kierunkiem Szlązak Nikodem, 2016: Aktualizacja projektu koncepcyjnego budowy klimatyzacji grupowej robot górniczych dostosowanie do aktualnych potrzeb na rzecz KW S.A. Oddział KWK „Halemba-Wirek".

mgr inż. Krzysztof Kuś
Polska Grupa Górnicza sp. z o.o.
Oddział KWK Ruda Ruch Halemba
e-mail: krzysztof.kus@pgg.pl;
tel. 32 718 34 26

# Optymalizacja metod rozpoznania masywu skalnego w profilu wyrobiska udostępniającego w warunkach zalegania złóż rud miedzi

Fabich Sławomir
Nitek Dorota
Rajczakowska Magdalena
Waligóra Aldona
*KGHM Cuprum Sp. z o.o. Centrum Badawczo-Rozwojowe*

STRESZCZENIE: Pozyskanie wiedzy o naturalnych uwarunkowaniach zalegania złoża jest istotnym elementem inwestycji związanej z wykonywaniem wyrobisk udostępniających. Wypracowana na przestrzeni lat procedura rozpoznania warunków geologicznych w połączeniu z obecnym stanem wiedzy w zakresie rozwiązań technologiczno-organizacyjnych, gwarantują możliwość prowadzenia prac w sposób bezpieczny oraz zapewniający trwałość i funkcjonalność tychże wyrobisk. Jednakże metodologia normowa, w oparciu o którą zaprojektowano ich obudowy bazuje głównie na doświadczeniach nabytych na podstawie obserwacji wcześniej wykonanych szybów i może nie sprawdzać się w nowych rejonach złożowych lub w przypadku projektowania udostępnienia złóż zalegających na dużych głębokościach (poniżej 1000 m), gdzie o prawidłowości doboru obudowy mogą decydować np. naprężenia tektoniczne. W artykule dokonano usystematyzowania ogółu czynności dotyczących pozyskiwania informacji o budowie geologicznej górotworu wraz z procedurą wyznaczania parametrów geomechanicznych, w zależności od stosowanej metodologii projektowania. W wyniku przeprowadzonych analiz, zaproponowano metodykę postępowania w postaci algorytmów działań ułatwiających charakterystykę masywu skalnego będącą podstawą do stworzenia najbardziej optymalnego modelu obliczeniowego. Niniejszy artykuł przedstawia wyniki projektu I-MORE, finansowanego w ramach projektu CuBR przez NCBiR oraz KGHM Polska Miedź S.A.

SŁOWA KLUCZOWE: Rozpoznanie górotworu, projektowanie wyrobisk udostepniających

## 1. WSTĘP

Szyby pionowe są głównymi wyrobiskami udostępniającymi stosowanymi w warunkach zalegania złóż rud miedzi w Polsce. W nawiązaniu do faktu długoletniego ich funkcjonowania w strukturze kopalń, zaprojektowanie właściwej obudowy, gwarantującej trwałość i funkcjonalność wyrobiska jest kwestią kluczową. Prace projektowe powinny zostać przeprowadzone biorąc pod uwagę rzeczywiste warunki geologiczne i hydrogeologiczne pozyskane na drodze szczegółowych badań rdzenia wiertniczego z otworu podszybowego oraz analizy przeprowa-

dzone w samym otworze. Ważnym jest, aby zakres prac badawczych był ściśle dostosowany do potrzeb projektowych, natomiast decyzja o rodzaju niezbędnych do przeprowadzenia badań poparta była doświadczeniami z wcześniejszych realizacji z jednoczesnym uwzględnieniem specyfiki utworów, stopnia zawodnienia oraz możliwych zagrożeń w miejscu potencjalnej lokalizacji wyrobiska udostępniającego. Pozwoli to na zminimalizowanie ryzyka popełnienia błędów przy określaniu właściwości górotworu, mogących skutkować licznymi awariami począwszy od etapu głębienia.
Szczegółowe rozpoznanie warunków geologiczno-hydrogeologicznych panujących w górotworze oraz parametrów budujących go warstw w obrębie planowanej lokalizacji wyrobiska udostępniającego wykonywane jest celem pozyskania zestawu danych umożliwiających wybranie właściwej technologii głębienia. Zebrane informacje powinny dodatkowo umożliwić dobór sposobu urabiania skał w poszczególnych warstwach górotworu oraz obudowy rury szybowej. Należy zaznaczyć, iż funkcjonująca metodologia rozpoznania górotworu na wprost wynika ze stosowanej metody projektowej, na podstawie której zaprojektowano dziesiątki funkcjonujących do dziś wyrobisk udostępniających.
Warto również podkreślić, iż obecnie wybór metody projektowania pozostaje w kompetencji projektanta. W zależności od wybranej procedury niezbędne jest zgromadzenie zestawu parametrów, które wykorzystane będą w procesie projektowym. Do chwili obecnej zakres prac rozpoznawczych ustalany jest w oparciu o Polską Normę, a określane na jej podstawie parametry służą do wyznaczania ciśnienia skał na obudowę. Zgodnie z zaleceniami normy do obliczeń przyjmuje się szereg uproszczeń oraz założeń, które w znaczący sposób wpływają na otrzymywane wyniki. Obudowa zaprojektowana zgodnie z ww. wytycznymi pełni swoje funkcje bez zarzutu, niemniej jednak stosowana metodologia projektowania, bazująca bardziej na nabywanych latami doświadczeniach z pracy obudów szybów już wybudowanych w danych warunkach może nie sprawdzić się w nowych rejonach złożowych. Podstawą tego stwierdzenia jest fakt, iż dobór obudowy według wytycznych Polskiej Normy zależny jest wyłącznie od własności skał określonych na podstawie badań rdzenia oraz ciśnienia wód w górotworze. Podejście takie jest właściwe w przypadku gruntów, jednakże problem pojawia się w skałach zwięzłych i to szczególnie na dużych głębokościach, gdzie o prawidłowości doboru obudowy mogą decydować np. naprężenia tektoniczne, których procedura normowa nie uwzględnia. W związku z tym, przy projektowaniu wyrobisk udostępniających złoże na dużych głębokościach (poniżej 1000 m) zachodzi konieczność wspomagania tradycyjnych metod projektowania metodami numerycznymi, których zastosowanie wymaga nowego zestawu parametrów opisujących masyw skalny. Celem niniejszego artykułu jest przedstawienie optymalnego zakresu rozpoznania parametrów masywu skalnego będącego podstawą procesu projektowania i realizacji inwestycji związanej z wykonywaniem wyrobisk udostępniających. Stworzenie właściwego programu badań dla warunków zalegania złóż rud miedzi w obrębie monokliny przedsudeckiej jest pierwszym krokiem do podniesienia efektywności funkcjonującej procedury, zwłaszcza w sytuacji, gdy konieczne jest udostępnianie coraz to głębiej zalegających partii złożowych.
W niniejszym artykule wykorzystano wyniki Etapu I i II Zadania 2 projektu I-MORE pt. „Innowacyjne metody udostępniania głębokich złóż rud miedzi" [1, 2] finansowanego ze środków Narodowego Centrum Badań i Rozwoju oraz KGHM Polska Miedź S.A.

## 2. METODY PROJEKTOWANIA OBUDOWY SZYBOWEJ

W Polsce proces projektowania obudowy szybowej opiera się na wytycznych zawartych w Polskich Normach, przy czym ich stosowanie nie jest obowiązkowe. Przy wykorzystaniu me-

todologii w nich zamieszczonej zaprojektowano szereg wyrobisk, które bezawaryjnie funkcjonują do dziś w strukturach polskich kopalń. Z uwagi na fakt udostępniania coraz to głębszych partii złoża można wskazać szereg niedoskonałości tej metody projektowania. Najważniejszą z nich jest to, że decyzje projektowe podejmowane są na bazie znajomości własności rdzenia skalnego pobranego z otworu badawczego oraz badań hydrogeologicznych w nim prowadzonych. Pomija się tym samym właściwości samego górotworu, ukrywając przejście ze skali mikro do skali górotworu pod postacią współczynników bezpieczeństwa pracy obudowy. W związku z tym zachodzi konieczność uzupełnienia jej o rozwiązanie alternatywne, bazujące na wykorzystaniu specjalistycznego oprogramowania inżynierskiego. Obecnie wybór oprogramowania wspomagającego obliczenia jest szeroki. Przy wykorzystaniu tego typu narzędzi jest możliwe m.in. przestrzenne modelowanie struktury górotworu, analiza interakcji na granicy obudowa – górotwór, oszacowanie właściwości górotworu w oparciu o badania laboratoryjne nienaruszonych próbek skalnych, przeprowadzenie analizy nieciągłości ośrodka skalnego itp. Należy zaznaczyć, iż nie neguje się metody projektowania bazującej na wykorzystaniu wytycznych Polskich Norm, jednakże należy ją poszerzyć o bardziej nowoczesne narzędzia, a sam proces projektowania przeprowadzać równolegle z zastosowaniem obu wspomnianych sposobów.

### 2.1. *Stosowana metodologia projektowania w oparciu o wytyczne obowiązujących norm*

Na podstawie licznych doświadczeń związanych z wykonywaniem wyrobisk udostępniających w Polsce opracowano stosowne wytyczne, funkcjonujące do dziś pod postacią norm PN-G-05016:1997 „Szyby górnicze. Obudowa. Obciążenia" oraz PN-G-05015:1997 „Szyby górnicze. Obudowa. Zasady projektowania". Rekomendacje normowe swoim zakresem obejmują wszystkie prace związane z projektowaniem obudów szybowych – począwszy od etapu rozpoznania geologicznego, poprzez procedurę pobierania próbek materiałów skalnych do badań oraz ich przebiegu w warunkach laboratoryjnych, aż po prace wchodzące w zakres wyznaczania obciążeń działających na rurę szybową, a także prace dotyczące projektowania samej obudowy [3, 4].

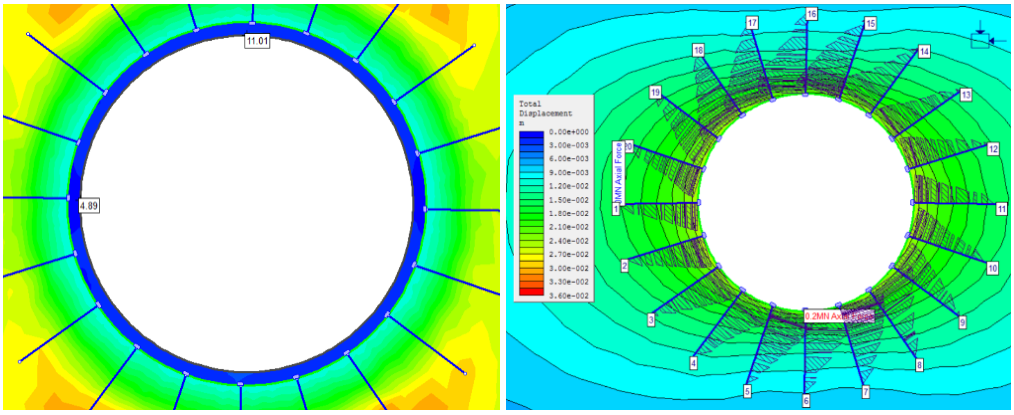
Wytyczne zawarte w normie PN-G-05016:1997 opracowane zostały w oparciu o rozwiązania pozyskane w ramach zastosowania teorii plastyczności z warunkiem wytrzymałościowym Coulomba – Mohra, które dodatkowo zmodyfikowano poprzez zastosowanie współczynników korekcyjnych mających na celu uwzględnienie wpływu konkretnych uwarunkowań geologicznych (np. spękań, nachylenia warstw) i górniczych (np. sposób urabiania) na obciążenia mogące występować wzdłuż rury szybowej. Ponadto, na podstawie wyników badań modelowych wprowadzono teorie przygotowane *ad hoc*, a umożliwiające wyznaczanie i modyfikowanie wykresów obciążeń obudowy wzdłuż osi szybu.

Dość dużą niedogodnością w stosowaniu zaleceń normowych jest brak wskazówek dotyczących wyznaczania obciążenia obudowy w warstwach reologicznych. Rozważania teoretyczne w literaturze przedmiotu prowadzą do wniosku, że obciążenia wywierane przez warstwy solne na sztywną obudowę szybu rosną w miarę upływu czasu, aż do wartości ciśnienia pionowego (hydrostatycznego) występującego na głębokości zalegania tej warstwy.

### 2.2. *Metodologia projektowania wspomagana komputerowo*

W przypadku projektowania coraz to głębszych wyrobisk udostępniających korzystanie z normowych procedur projektowych staje się dyskusyjne. W ostatnich latach nastąpił szeroki rozwój technik projektowania wspomaganych komputerowo, a dokładniej metod numerycznych pozwalających na uwzględnienie w procesie obliczeniowym szeregu zagadnień do tej pory marginalizowanych. Projektowanie bazujące na zastosowaniu programów numerycznych po-

zwala na uwzględnienie interakcji obudowy z masywem skalnym przy przenoszeniu obciążeń, która jest funkcją m.in. naprężeń tektonicznych występujących w górotworze, czy też licznych spękań i nieciągłości. W rozwiązaniu tym uwzględniany jest również fakt zwiększających się obciążeń działających na obudowę wyrobiska wskutek postępu głębienia (fazowe wybieranie). Na rysunku 1 przedstawiono przykład obliczeń numerycznych dla obudowy szybowej.
Istnieje wiele narzędzi wspomagających nie tylko projektowanie obudowy wyrobisk udostępniających lecz umożliwiających dodatkowo analizę górotworu jako ośrodka o budowie blokowej [5]. W wyniku analiz numerycznych możliwe jest m.in. oszacowanie naprężeń w obudowie wyrobiska szybowego bądź sił w kotwach.
Najważniejszym elementem analizy numerycznej jest skalowanie wartości parametrów skał budujących górotwór – z charakterystycznych dla nienaruszonych próbek na te, opisujące rzeczywisty masyw. W metodzie bazującej na wytycznych normowych element ten nie jest uwzględniany, a do obliczeń przyjmowane są wartości pozyskane na wprost z badań laboratoryjnych. Warto również podkreślić, iż na potrzeby projektowania, w zależności od stosowanej metodologii, wymagane jest pozyskanie różnych zestawów danych niezbędnych do przeprowadzenia obliczeń. Podobnie jest w przypadku modeli numerycznych, gdzie w zależności od rodzaju oprogramowania do obliczeń wykorzystać można różne modele analizowanego ośrodka.



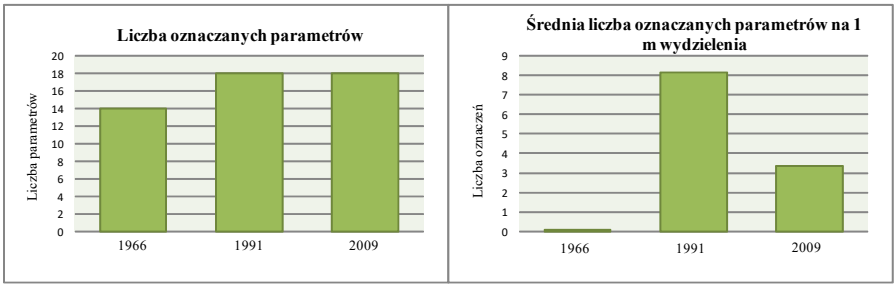

Rys.1. Przykład obliczeń numerycznych dla obudowy szybowej. Od lewej: naprężenia w obudowie betonowej oraz wyznaczenie siły osiowej w kotwach [6]
Fig. 1. Example of the numerical calculation of the shaft lining. From the left: stresses in concrete support and calculation of the axial force in the rock bolts [6]

## 3. METODOLOGIA ROZPOZNANIA MASYWU SKALNEGO

W Polsce, w chwili obecnej zakres badań właściwości masywu skalnego wynika na wprost z metodologii projektowania wyrobisk udostępniających bazującej na wytycznych Polskich Norm. Należy również nadmienić, iż rozwój metod numerycznych nie przyczynił się do wprowadzenia jakichkolwiek zmian w dotychczasowym programie badań laboratoryjnych bądź „in – situ". Co więcej, postęp technologiczny w dziedzinie aparatury badawczej także nie przyniósł podobnego efektu.

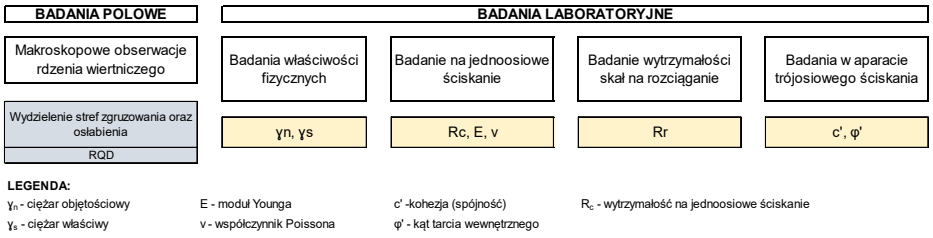
### 3.1. *Metody stosowane w warunkach zalegania złóż rud miedzi w obrębie monokliny przedsudeckiej*

Na potrzeby realizacji Zadania nr 2 projektu I-MORE dokonano szczegółowej analizy dotychczas stosowanej metodologii rozpoznania górotworu, wykonanej w oparciu o przegląd dostępnych dokumentacji, obejmujących swoim zakresem rozpoznanie warunków geologicznych w rejonach planowanych lokalizacji obiektów szybowych LGOM. Przeglądowi poddano materiały sporządzone na przestrzeni 43 lat, tj. z okresu 1960-2009 r. Tak szeroki zakres czasowy analizy dobrany został w celu oceny zarówno stosowanej metodologii rozpoznania górotworu jak i jej kształtowania się na przestrzeni wielu lat oraz możliwości późniejszego zastosowania wyników do obliczeń projektowych [1, 2].
Ustalono, że zakres rozpoznania górotworu nie zmienił się znacząco, co jest prawdopodobnie związane z faktem, że obecnie stosowana metodologia projektowania obudowy od wielu już lat pozostaje niezmienna. Jedyna różnica związana jest z rozwojem sprzętu dostępnego do badań. W najnowszej dokumentacji odnotowano liczne wyniki pomiarów geofizycznych, jednakże ich bezpośrednie zastosowanie do celów inżynierskich pozostaje niesprawdzone. Na rysunku 2 przedstawiono ilościowe zestawienie przedmiotowych analiz [1, 2].



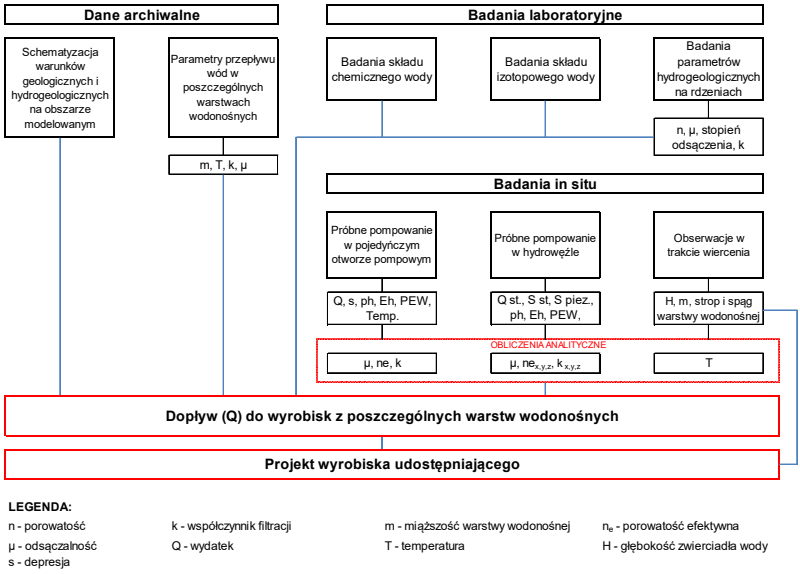

Rys.2. Porównanie wykonywanych badań na podstawie przeanalizowanych dokumentacji [1, 2]
Fig.2. Comparsion of accomplished tests based on different geological documentations [1, 2]

Wyraźnie widać, że liczba przeprowadzanych oznaczeń różni się w czasie. Ponadto w przypadku starszych z analizowanych dokumentacji można zaobserwować, że całkowita liczba wykonywanych oznaczeń była znacznie mniejsza, tak samo jak liczba badań na 1 metr wydzielenia. Przyczyną tego mógł być ówczesny poziom wiedzy na temat górotworu oraz brak niezbędnych metod badawczych lub sprzętu. Jedynym elementem, który pozostaje względnie stały jest liczba badanych parametrów.
Dane niezbędne do wyznaczenia obciążenia obudowy szybowej są pozyskiwane na drodze badań laboratoryjnych nienaruszonych próbek skalnych. Parametry fizyczne oraz mechaniczne skał wyznaczane są na podstawie testów jedno i trójosiowego ściskania oraz badania wytrzymałości skał na rozciąganie. Na potrzeby projektowania wymagane jest również przeprowadzenie makroskopowej oceny rdzenia skalnego z otworu badawczego celem wytypowania stref osłabienia w górotworze [1, 2]. Parametry wyznaczane dla „normowej" procedury projektowania w warstwach skał zwięzłych przedstawiono na rysunku 3.




Rys.3. Parametry niezbędne na cele projektowania w warstwach skał zwięzłych oparte na wytycznych Polskich Norm [1, 2]
Fig.3. Input parameter for the standard design method in the compact rock layers [1, 2]

Warto zaznaczyć, iż kąt tarcia wewnętrznego otrzymany na drodze badań laboratoryjnych nie jest na wprost wykorzystywany do obliczeń obciążenia obudowy szybowej. Jest on stosowany jedynie do oszacowania głębokości krytycznej, tj. takiej poniżej której wartość obciążenia rury szybowej stabilizuje się.
Na podstawie zgromadzonych doświadczeń w kwestii rozpoznania parametrów hydrogeologicznych górotworu w obrębie obszaru złożowego LGOM zauważalna jest ewolucja metod wyznaczania współczynnika filtracji *k*, związana z rozwojem i dostępnością aparatury badawczej na przestrzeni kilkudziesięciu lat. W pierwszych pracach wykorzystywano głównie metodę łyżkowania oraz zatapiania otworu. W kolejnych latach na potrzeby rozpoznania parametrów hydrogeologicznych wprowadzono opróbowanie rurowym próbnikiem złoża, co znacznie podniosło jakość otrzymywanych danych. W ostatnio realizowanych badaniach do programu rozpoznania hydrogeologicznego wprowadzono metodę próbnych pompowań, jednakże wykonywano je wyłącznie w utworach trzeciorzędowych. Dla głębszych partii górotworu stosowano metody zalewania, sczerpywania oraz rurowy próbnik złoża. Bezsprzecznie można stwierdzić, iż wyniki otrzymywane metodą zalewania i łyżkowania oraz przy pomocy rurowych próbników złoża dawały wyniki zawyżone, a liczone na ich podstawie wartości dopływów były wyższe od stwierdzonych w trakcie głębienia szybów. Nie należy ich jednak wykluczać z dalszego stosowania, lecz traktować pomocniczo w stosunku do metod, z których otrzymuje się bardziej wiarygodne wyniki [1, 2]. Na rysunku 4 przedstawiono zakres obecnie funkcjonującego rozpoznania warunków hydrogeologicznych.




Rys.4. Zakres rozpoznania hydrogeologicznego [1, 2]
Fig.4. Hydrogeological research [1, 2]

### 3.2. *Metodologia bazująca na szacowaniu rzeczywistych parametrów masywu skalnego*

Jak już wcześniej wspomniano, w odniesieniu do ograniczeń związanych ze stosowaniem normowej metodologii projektowania, zaleca się, aby została ona uzupełniona o element projektowania wspomaganego komputerowo, który daje znacząco więcej możliwości analizy przypadków, pomijanych w obecnie stosowanej procedurze bądź też uwzględnianych w obliczeniach pod postacią współczynników korygujących. Przedstawiony wcześniej zestaw parametrów, otrzymywanych na drodze badań nie jest wystarczający w kwestii zastosowania metodologii projektowania wspomaganej komputerowo. W związku z tym zaproponowano niejako nowy – uzupełniony zestaw parametrów koniecznych do pozyskania na cele projektowe (rys. 5, 6).

Podstawowym założeniem dla zastosowania proponowanej – alternatywnej metodologii projektowania jest uwzględnienie tzw. efektu skali, dającego możliwość włączenia do obliczeń rzeczywistych parametrów charakterystycznych dla danych warstw skalnych. Może to zostać wykonane m.in. poprzez wykorzystanie empirycznej zależności podanej przez Hoeka i Browna [7]:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci}\left(\mathrm{m_b}\frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s\right)^{\mathrm{a}} \tag{1}$$

gdzie: $\sigma'_1$ i $\sigma'_3$ – główne składowe naprężenia, $\sigma_{ci}$ – wytrzymałość nienaruszonej próbki skalnej na jednoosiowe ściskanie oraz s, a i $m_b$ – stałe charakteryzujące masyw skalny, które mogą być oszacowane poprzez zastosowanie wskaźnika GSI charakterystycznego dla klasyfikacji

górotworu opracowanej przez Hoeka i Browna. Dokładną charakterystykę wspomnianej klasyfikacji można znaleźć w pracach [7-12].

Parametry charakteryzujące rzeczywisty masyw skalny można również wyznaczyć dla kryterium wytężeniowego Coulomba-Mohra przy pomocy zależności opracowanych przez Kalamarasa i Bieniawskiego oraz Hoek'a [14]:

$$R_{cg} = \frac{R_c}{2}\frac{GSI - 10}{85} \tag{2}$$

gdzie: $R_{cg}$ – wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie górotworu, $R_c$ – wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie próbki skalnej na podstawie badań laboratoryjnych, GSI – parametr klasyfikacji górotworu Hoeka i Browna. Kąt tarcia wewnętrznego warstw skalnych można wyznaczyć za pomocą wzoru (3):

$$\varphi_g = 0{,}5 \cdot \left(GSI + 5\right) \tag{3}$$

gdzie: $\varphi_g$ – kąt tarcia wewnętrznego danej warstwy skalnej.
Spójność górotworu wyznaczyć można w oparciu o następującą zależność:

$$c_g = \frac{R_{cg}}{2}\frac{1 - \sin\varphi_g}{\cos\varphi_g} \tag{4}$$

gdzie: $c_g$ – spójność górotworu.
Moduł sprężystości górotworu opisuje następujący wzór:

$$E_g = \sqrt{\frac{R_c}{100}}\,10^{\frac{GSI-5}{40}} \; dla\; GSI < 60 \tag{5}$$

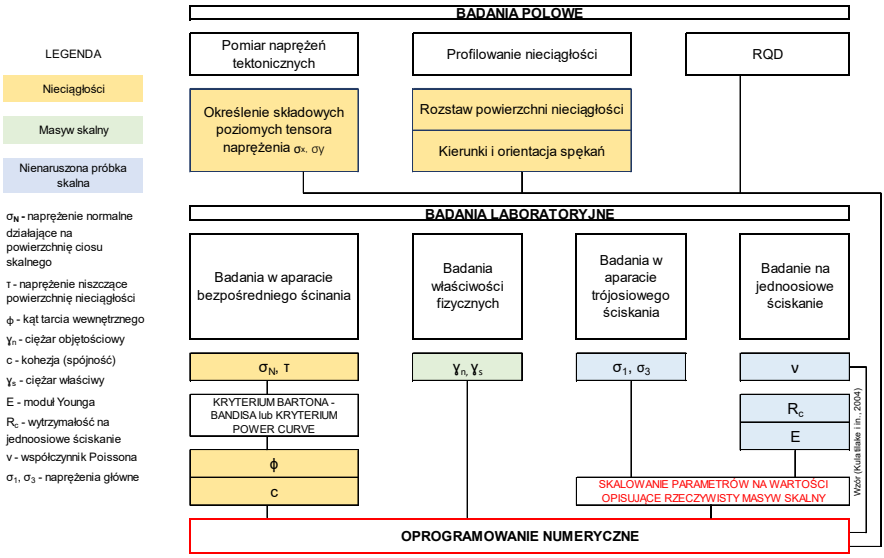
gdzie: $E_g$ – moduł sprężystości górotworu.

$$\psi = \varphi_g \cdot 0{,}0025 \cdot GSI \tag{6}$$

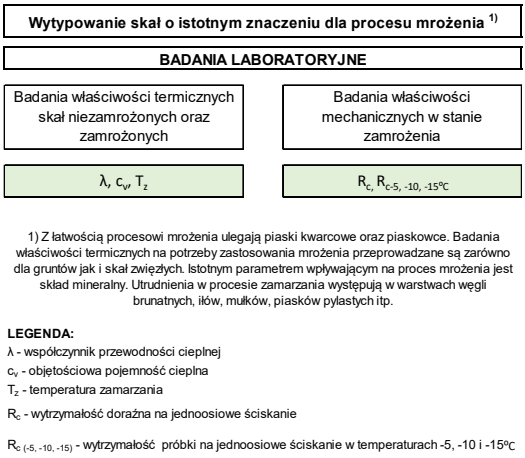
gdzie: $\psi$ – dylatancja. Kąt dylatancji przyjmować można w zależności od własności skał w sposób podany w pracy Hoek'a [14].

Celem pozyskania parametrów górotworu, które mogą być wykorzystane do modelowania numerycznego, należy laboratoryjnie oszacować parametry nienaruszonej próbki skalnej, co wymaga przeprowadzenia specjalistycznych badań, m.in. w jednoosiowym stanie naprężenia oraz w aparacie trójosiowego ściskania. Na podstawie kryterium (równanie 1) możliwe jest dopasowanie obwiedni wytrzymałościowej do wyników badań otrzymanych na drodze laboratoryjnej, a tym samym oszacowanie parametrów $m_i$ oraz $\sigma_{ci}$. Następnie przy pomocy wspomnianej już klasyfikacji wyznaczane są parametry s, a oraz $m_b$. Dodatkowo, poprzez wpisanie linii pro-

stej kryterium Coulomba-Mohra w krzywoliniowe kryterium Hoeka-Browna możliwe jest oszacowanie kolejnych parametrów górotworu. Proces skalowania parametrów skał może być również przeprowadzony w oparciu o wzory 2-6.
Nawiązując do faktu, iż oprogramowanie numeryczne umożliwia modelowanie masywu skalnego z uwzględnieniem obecnych w nim nieciągłości, konieczne jest pozyskanie dodatkowego zestawu parametrów do obliczeń projektowych oraz przeprowadzenie sondowań w badawczym otworze wiertniczym przy wykorzystaniu metod geofizycznych, np. profilowanie akustyczne. W wyniku zastosowania metod jw. można pozyskać informacje o rozmieszczeniu nieciągłości bądź też ich orientacji w masywie skalnym. Dodatkowo należy oszacować właściwości mechaniczne nieciągłości poprzez przeprowadzenie testów w aparacie bezpośredniego ścinania a następnie dopasowanie do uzyskanych wyników wybranego kryterium, np. Barton – Bandis lub Power Curve. W rezultacie otrzymuje się kohezję oraz kąt tarcia wewnętrznego nieciągłości (rys.5) [7-12].
Niezwykle ważnym elementem w kwestii rozpoznania górotworu zwięzłego na cele realizacji wyrobisk udostępniających są naprężenia tektoniczne, które również należy uwzględnić w obliczeniach numerycznych. Rozkład sił tektonicznych jest zaburzony poprzez warunki geologiczne w obrębie górotworu. Ruchy płyt tektonicznych, czy też reakcje na granicach poszczególnych płyt oraz w ich obrębie są zależne od sił tektonicznych. Co więcej, wielkość oraz orientacja wspomnianych sił jest zmienna w odniesieniu do czasu geologicznego. Należy mieć również na uwadze, iż wielkość i orientacja sił tektonicznych może być różna w odniesieniu do odmiennych układów geologicznych [13]. Niestety, w warunkach obszaru złożowego LGOM, do chwili obecnej nie przeprowadzono pomiarów naprężeń tektonicznych przydatnych dla potrzeb budownictwa szybowego.
Innym istotnym aspektem, który należy rozważyć jest dobór odpowiedniej technologii przygotowania górotworu do głębienia. Podejście takie jest istotne w kwestii numerycznego modelowania procesu zamrażania i rozmrażania górotworu, do którego niezbędna jest znajomość właściwości termicznych skał, zarówno przed rozpoczęciem jak i po zakończeniu procesu mrożenia. W procesie badań utworów pod kątem ich mrożenia należy również określać właściwości mechaniczne zamrożonych skał przeprowadzając testy jednoosiowego ściskania, w temperaturach odpowiednio -5, -10 oraz -15°C. Oszacowanie ww. parametrów umożliwia wykonanie projektu mrożenia górotworu (rys.6.).




Rys.5. Procedura pozyskiwania danych celem zasilenia obliczeń numerycznych [1, 2]
Fig. 5. Procedure of data gaining in order to supply numerical calculations [1, 2]




Rys.6. Projektowanie procesu mrożenia górotworu – wymagane mechaniczne i termiczne parametry skał [1, 2]
Fig.6. Freezing design – required thermal and mechanical properties of rocks [1, 2]

Określenie właściwości filtracyjnych skał i gruntów ma najważniejsze znaczenie praktyczne w procesie projektowania wyrobisk udostępniających, w szczególności, przy doborze parametrów mrożenia skał oraz w kwestii oceny możliwości wystąpienia zagrożenia wodnego mogącego pojawić się w trakcie głębienia i wznoszenia obudowy. Właściwości filtracyjne mają podstawowe znaczenie w inżyniersko-geologicznej i hydrogeologicznej ocenie masywu skalnego.

Podstawowym parametrem używanym do ilościowego opisu przepływu wody przez ośrodek skalny jest wodoprzepuszczalność *k*. W praktyce zawodowej znanych jest wiele sposobów określania współczynnika filtracji skał. Należy podkreślić, iż znaczenie praktyczne mają wyłącznie metody polowe wyznaczania parametrów hydrogeologicznych górotworu. Uzupełniająco natomiast stosuje się metody laboratoryjne – głównie do oceny porowatości ośrodka skalnego oraz jego odsączalności. Ważnym elementem badań jest określenie składu izotopowego oraz chemicznego wód mogących wykazywać agresywność w stosunku do tworzywa obudowy. Uważa się za stosowne rozszerzenie zakresu badań pod kątem uzyskania informacji niezbędnej przy budowie matematycznych modeli hydrogeologicznych w oparciu o specjalistyczne oprogramowanie do modelowania hydrogeologicznego. Niezbędne w takim przypadku staje się rozpoznanie rozkładu parametrów hydrogeologicznych górotworu w przestrzeni 3D, co możliwe jest jedynie do osiągnięcia w przypadku metody próbnych pompowań w hydrowęzłach badawczych (rys. 4).

## 4. PODSUMOWANIE

Na podstawie szczegółowej analizy dotychczas stosowanej metodologii rozpoznania górotworu, wykonanej w oparciu o przegląd dostępnych dokumentacji oraz obecnie funkcjonującej metody projektowania wyrobisk udostępniających można wyciągnąć następujące wnioski:

1. Metodologia projektowania bazująca na wytycznych Polskich Norm jest jedyną obecnie funkcjonującą w Polsce. Została ona zweryfikowana na podstawie wieloletnich doświadczeń związanych z projektowaniem i wykonywaniem wyrobisk udostępniających, jednakże posiada ona pewne ograniczenia i w związku z tym powinna zostać uzupełniona o możliwość zastosowania nowoczesnych narzędzi wspomagających projektowanie inżynierskie.
2. Ze względu na znaczący wpływ wykorzystywanej metodologii projektowania na zakres rozpoznania górotworu, decyzja dotycząca zakresu prac badawczych powinna być wynikiem konsultacji pomiędzy geologami opracowującymi „Projekt Robót Geologicznych" a projektantami obudowy szybowej.
3. Uważa się za konieczne dodanie stosownych metod badawczych do obecnie funkcjonującego zakresu rozpoznania górotworu celem pozyskania parametrów górotworu niezbędnych do przeprowadzenia analiz numerycznych.
4. W odniesieniu do konieczności zastosowania techniki mrożeniowej, jako metody przygotowania górotworu do głębienia, koniecznym jest oszacowanie właściwości termicznych skał, m.in. przewodności lub też pojemności cieplnej.
5. W przypadku rozpoznania parametrów hydrogeologicznych uważa się za uzasadnione wprowadzenie do powszechnego stosowania metody próbnych pompowań, która umożliwia pozyskanie informacji niezbędnej przy budowie matematycznych modeli hydrogeologicznych opartych o specjalistyczne oprogramowanie do modelowania hydrogeologicznego. Ponadto dzięki zastosowaniu tej metody możliwe jest wiarygodne oszacowanie wartości współczynnika filtracji.

Przewiduje się, że włączenie do programu badawczego zaproponowanych rozwiązań przyczyni się znacząco do optymalizacji rozwiązań projektowych w zakresie konstrukcji samej obudowy oraz technologii wykonywania wyrobiska udostępniającego, co może wpłynąć na skrócenie czasu potrzebnego na jego wykonanie, a tym samym obniżenie kosztów. [1, 2].

## LITERATURA


[1] Praca zbiorowa: Sprawozdanie z realizacji Etapu I Zadania nr 2 projektu I-MORE. Ocena dotychczas stosowanych metod rozpoznania górotworu pod kątem jakości wyników i ich przydatności w procesie projektowania oraz realizacji wyrobisk udostępniających złoża rud miedzi w Polsce. KGHM CUPRUM, Politechnika Wrocławska, Główny Instytut Górnictwa, Akademia Górniczo-Hutnicza. Wrocław, kwiecień 2016 r.

[2] Praca zbiorowa: Sprawozdanie z realizacji Etapu II Zadania nr 2 projektu I-MORE. Opracowanie „ścieżki działań" dla optymalnego sposobu rozpoznawania górotworu w zakresie pozyskania danych dla procesu projektowania oraz bezpiecznego wykonania wyrobisk udostępniających złoże rudy miedzi w Polsce. KGHM CUPRUM, Politechnika Wrocławska, Główny Instytut Górnictwa, Akademia Górniczo-Hutnicza. Wrocław, kwiecień 2016 r.

[3] PN-G-05016:1997 „Szyby górnicze. Obudowa. Obciążenia".

[4] PN-G-05015:1997 „Szyby górnicze. Obudowa. Zasady projektowania".

[5] Goodman, R. E., & Shi, G. H. (1985). Block theory and its application to rock engineering (p. 338). Englewood Cliffs, NJ: Prentice-Hall.

[6] Fabich, S., Bauer, J., Rajczakowska, M., & Świtoń, S. (2015). Design of the shaft lining and shaft stations for deep polymetallic ore deposits: Victoria Mine case study. Mining Science, 22.

[7] Hoek, E., Carranza-Torres, C., & Corkum, B. (2002). Hoek-Brown failure criterion-2002 edition. Proceedings of NARMS-Tac, 1, 267-273.

[8] Hoek, E., & Brown, E. T. (1980). Empirical strength criterion for rock masses. Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering, 106(ASCE 15715).

[9] Hoek, E., & Brown, E. T. (1997). Practical estimates of rock mass strength. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 34(8), 1165-1186.

[10] Hoek, E. (1990, June). Estimating Mohr-Coulomb friction and cohesion values from the Hoek-Brown failure criterion. In International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts (Vol. 27, No. 3, pp. 227-229). Pergamon.

[11] Hoek, E., & Marinos, P. (2007). A brief history of the development of the Hoek-Brown failure criterion. Soils and rocks, 2, 1-8.

[12] Marinos, P., & Hoek, E. (2000, November). GSI: a geologically friendly tool for rock mass strength estimation. In ISRM International Symposium. International Society for Rock Mechanics.

[13] Sugawara, K., Obara, Y., & Sato, A. (Eds.). (2003). Rock Stress' 03: Proceedings of the Second International Symposium on Rock Stress, Kumamoto, Japan, 4-6 November 2003. CRC Press.

[14] Hoek, Brown: Practical estimates of rock mass strength. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, Vol 34, No 8, 1997, pages 1165-1186.


## OPTIMIZATION OF THE ROCK MASS IDENTIFICATION METHODOLOGY FOR THE COPPER DEPOSIT ACCESS DESIGN


Gaining knowledge about the natural conditions of the deposit retention is an important element of the investment connected with accessing the ore body. Developed over the years the procedure of recognizing the geological conditions in conjunction with the current state of knowledge in the field of technological and organizational solutions, provide the opportunity to carry out work in a safe manner and ensure the durability and functionality of these excavations. However the methodology used during design works is mainly based on the experience acquired on the basis of observations previously performed shafts and may not perform well in new areas of deposit or in the case of design works of deposits located at great depths (below 1000 m) where on the correct selection of shaft lining can decide for example tectonic stress. This paper deals with an optimal scope of rock mass identification for deep mines. Testing

programs are described, evaluated and compared in terms of their usefulness are complexity. Advantages and disadvantages of each testing approach are demonstrated. The rock mass characterization necessary for the deep mine design is introduced with respect to the traditional and modern design methods including numerical simulations. Technological aspects of shaft sinking method as well as the geological information about the investment region and their influence on the rock mass investigation program are emphasized. Finally, taking into consideration past experience and all the specified criteria, an optimal rock mass testing procedure is proposed including laboratory and in-situ measurements. This article presents results of the I-MORE project financed within CuBR project by National Centre for Research and Development and KGHM Polish Copper JSC.

# Określanie zasięgu strefy spękań dla ochrony skrzyżowania ściana-chodnik przez jego przykotwienie w świetle doświadczeń KWK „Knurów-Szczygłowice" Ruch Knurów

Stanisław DUŻY[1], Grzegorz MICHALIK[2], Tomasz ŚLEDŹ[2], Adam RATAJCZAK[2]

[1] Politechnika Śląska, Gliwice,

[2] JSW S.A. KWK „Knurów-Szczygłowice", Knurów

**Słowa kluczowe**

Eksploatacja podziemna, obudowa kotwiowa, strefa spękań, badania endoskopowe

**Streszczenie**

Skuteczna ochrona skrzyżowania ściana-chodnik zapewnia ciągłość cyklu produkcyjnego, a przede wszystkim zapewnia szybką przebudowę urządzeń odstawy w rejonie przedmiotowego skrzyżowania. Praktyka górnicza wykazuje, że stosowanie kotwienia jako elementu wzmocnienia obudowy pozwala zwiększyć komfort i bezpieczeństwo pracy na skrzyżowaniu ściany z chodnikiem przyścianowym. Istotnym zatem elementem w zakresie projektowania obudowy kotwiowej jest właściwe określenie zasięgu strefy spękań mającej wpływ na określenie długości, ilości i nośności stosowanych kotwi górniczych. W artykule przedstawiono doświadczenia kopalni „Knurów-Szczygłowice" Ruch Knurów w zakresie ochrony skrzyżowania ściana-chodnik przy zastosowaniu niskiego kotwienia w nawiązaniu do określonego sposobem analitycznym i przy wykorzystaniu techniki wizualnej (badania endoskopowe) zasięgu strefy spękań. W oparciu o zdobyte doświadczenia podjęto próbę oceny skuteczności doboru systemu ochrony wyrobiska przy zastosowaniu probabilistycznej analizy konstrukcji.

## 1. Wstęp

Obecnie obudowa kotwiowa stanowi jeden z podstawowych elementów ochrony skrzyżowania ściana-chodnik. Stosowanie obudowy podporowo-kotwiowej, czyli obudowy składającej się z odrzwi obudowy podporowej prostej lub łukowej oraz połączonych z nimi kotwami (Masny i in. 2005) wpływa znacząco na poprawę warunków pracy w rejonie skrzyżowania ściana-chodnik poprzez (Nierobisz i in. 2009):

- wyeliminowanie zabudowy stojaków stalowych ciernych typu Valent lub SV oraz możliwość rezygnacji z zabudowy podciągów stalowych lub ograniczenia ich liczby,

- skrócenie czasu przesunięcia przenośnika ścianowego, a tym samym zwiększenie postępu ściany,
- poprawę komfortu i bezpieczeństwa pracy na skrzyżowaniu.

Rozwiązania konstrukcji obudowy podporowej przykotwionej na skrzyżowaniu ściana-chodnik przedstawiają się następująco:

- przykotwienie obudowy podporowej jedną parą kotwi prętowych o nośności dochodzącej do 300 kN,
- przykotwienie obudowy podporowej dwoma parami kotwi prętowych,
- przykotwienie obudowy podporowej kotwami strunowymi (jedna kotew w polu bądź dwie kotwy w polu w trudnych warunkach geologiczno-górniczych) o nośności dochodzącej do około 450 kN, instalowane w górotworze poprzez podciągi stalowe z otworami mocowanymi do obudowy przy pomocy łączników kątowych,
- przykotwienie obudowy podporowej kotwami prętowymi i wykonanie kotwi strunowych miedzy odrzwiami obudowy podporowej - obudowa mieszana docelowo mająca na celu utrzymanie chodnika za frontem ściany (Matuszewski i in. 2006).

Polskie przepisy górnicze określają podstawowe założenia dla stosowania obudowy kotwiowej w kopalniach węgla kamiennego (Załącznik nr 3 do Rozporządzenia Ministra Gospodarki w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego 2002). Podstawowym warunkiem dla projektanta obudowy kotwiowej jest określenie zasięgu strefy spękań, uwzględniając przy tym wiele współczynników mających wpływ na osłabienie górotworu, gdyż w świetle przytoczonych przepisów górniczych osadzenie kotwi w górotworze musi sięgać co najmniej 0,3 m poza wyznaczaną strefę spękań, a przykotwienie obudowy podporowej powinno być realizowane w odległości nie mniejszej niż 60 m przed frontem ściany. Właściwe oszacowanie wielkości strefy spękań przedkłada się zatem bezpośrednio na dobór długości, liczby i nośności kotwi górniczych zapewniając skuteczną ochronę skrzyżowania ściana-chodnik oraz poprawę komfortu i bezpieczeństwa pracy.

## 2. Określenie zasięgu strefy spękań wokół wyrobiska korytarzowego

Wykonanie wyrobiska w masywie skalnym przy pomocy kombajnów chodnikowych oraz przy pomocy materiałów wybuchowych powoduje przemieszczenie skał w kierunku wybranej przestrzeni, co w dalszej kolejności jest przyczyną zmniejszania się naprężeń ściskających i pojawienia się naprężeń rozciągających, prowadzących do uginania i spękania warstw masywu skalnego. Spadek naprężeń ściskających sukcesywnie propaguje się w stropie wyrobiska, a następnie ujawnia się ociosach i spągu wyrobiska (Chudek 2002).

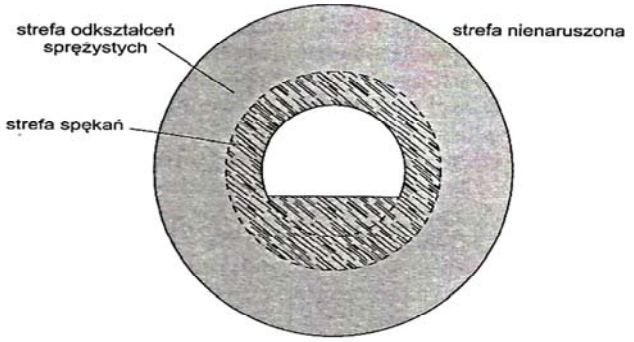
Wokół wyrobiska można zatem wyróżnić trzy charakterystyczne strefy - rys. 1 (Małkowski 2013):

- spękań, zwaną również strefą zniszczenia, strefą natychmiastowych zniszczeń lub strefą plastyczną,
- odkształceń sprężystych, zwaną również strefą sprężystą lub strefą sprężysto-lepką,
- nienaruszoną.

Zasięg strefy spękań wokół wyrobiska korytarzowego można wyznaczyć w sposób analityczny. Na przestrzeni lat powstało wiele teorii pozwalających określić wielkość strefy spękań, do których należy zaliczyć m.in. (Małkowski 2013, Małkowski 2014):

- według Protodiakonowa,

- według Cymbariewicza,
- według Labass'a,
- według Sałustowicza,
- według Bieniawskiego,
- według Hoek'a,
- według Kidybińskiego i Nierobisza,
- według Piechoty.




**Rys. 1.** Schemat stref deformacji wokół wyrobiska korytarzowego, (Małkowski 2013)
**Fig. 1.** Schema of rock massif deformation in the area of the excavation, (Małkowski 2013)

Obecna technika pomiarowa pozwala zweryfikować metody analityczne np. przy pomocy badań endoskopowych, polegających na obserwacji pobocznicy otworów wiertniczych. Dzięki tej metodzie można uzyskać wyraźny obraz propagacji szczelin, pęknięć górotworu wokół wyrobiska korytarzowego – grubość, kierunki i ilość szczelin – przykładową szczelinę przedstawiono na rys. 2. Wykorzystanie tej techniki pozwala również określić budowę geologiczną górotworu, a przede wszystkim zaobserwować niszczenie warstw stropowych chodników przyścianowych wraz ze zbliżającym się frontem ściany (Stopyra i in. 1998, Kabiesz i in. 2009, Kasperkiewicz i in. 2010, Herezy 2012, Herezy 2015, Ratajczak 2015).



**Rys. 2.** Przykładowy obraz szczeliny w ściance otworu wiertniczego, (Kabiesz i in. 2009)
**Fig. 2.** Sample image of a gap in the drill – hole, (Kabiesz et al. 2009)

## 3. Ochrona skrzyżowania ściana-chodnik w warunkach KWK „Knurów-Szczygłowice" Ruch Knurów

Ochrona skrzyżowania ściana-chodnik jest kluczowym przedsięwzięciem dla zapewnienia ciągłości procesów technologicznych w rejonie przedmiotowego skrzyżowania związanych z uzyskiwaniem dużych dobowych postępów ścian wydobywczych. Stosowane obecnie kombajny ścianowe charakteryzują się dużą prędkością urabiania, a co za tym idzie wymagają szybkiego przesunięcia napędu przenośnika ścianowego na skrzyżowaniu ściana-chodnik. Wzmocnienie obudowy podporowej chodnika przyścianowego przez jego przykotwienie (krótkie lub wysokie) pozwala na wypięcie łuków ociosowych we wlocie do ściany oraz eliminuje zabudowę stalowych elementów podporowych, skracając czas potrzebny na przesunięcie przenośnika ścianowego.

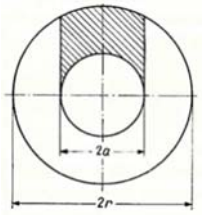
Kopalnia „Knurów-Szczygłowice" Ruch „Knurów" ochronę skrzyżowania ściana-chodnik realizuje z powodzeniem przy użyciu niskiego kotwienia. Kilkudziesięcioletnie doświadczenia w tym zakresie pozwoliły na wypracowanie systemu przykotwienia odrzwi obudowy do górotworu obejmującego również eksploatację pokładów w rejonach zagrożonych tąpaniami (Matuszewski 2011). System takiego utrzymania skrzyżowania ściana-chodnik obejmuje:

- stosowanie kotwi prętowych w liczbie dwóch par na każde odrzwia obudowy,
- stosowanie kotwi w zakresie długości 2,7 ÷ 3,1 m,
- usytuowanie kotwi od strony nieurabianego ociosu,
- prowadzenie przykotwienia w odległości co najmniej 100 m przed frontem ściany.

Dla określenia zasięgu strefy spękań oraz ciężaru skał oddziaływującego na obudowę chodnika przyścianowego stosuje się model według Z. Kłeczka (Kłeczek 1994), uwzględniając jednocześnie dodatkowe obciążenia wynikające z możliwości wystąpienia wysokoenergetycznych wstrząsów górotworu. Model zakłada, że na dużych głębokościach w przypadku nieściśliwości górotworu optymalnym kształtem wyrobiska korytarzowego jest przekrój kołowy. Jeśli w skutek przekroczenia wytężenia krytycznego górotworu wokół wyrobiska wytworzy się strefa spękań (rys. 3), to jej zasięg rzutuje na wartość ciśnienia statycznego górotworu na obudowę wyrobiska. Kłeczek uwzględniając głębokość lokalizacji wyrobiska, opisał strefę spękań *r* następującym wzorem:

$$r = a\sqrt{\frac{3H\gamma_{śr}}{R_c}} \tag{1}$$

gdzie:
*a* - promień wyrobiska, m,
*H* - głębokość posadowienia wyrobiska, m,
$\gamma_{śr}$ - średni ciężar objętościowy nadkładu, MN/m$^3$,
$R_c$ - wytrzymałość doraźna na ściskanie skał w których wykonano wyrobisko, MPa.



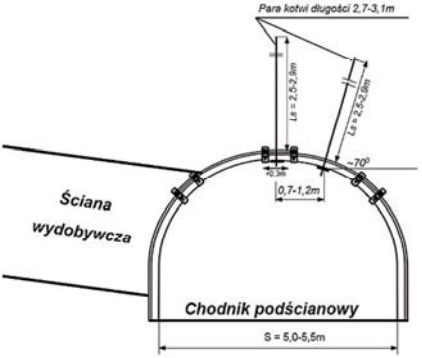

**Rys. 3.** Zasięg strefy spękań w stropie wyrobiska korytarzowego według Z. Kłeczka (Kłeczek 1994)
**Fig. 3.** Excavation roof crack zone range according to Z. Kłeczek (Kłeczek 1994)

Uwzględniając szereg współczynników wynikających z podzielności skał, czasu istnienia wyrobiska, występowania zaszłości eksploatacyjnych i zaburzeń geologicznych, a także występowania wody i zawilgocenia, wysokość strefy spękań $h_{sn}$ określa się na podstawie wzoru (Wardas i in. 2013):

$$h_{sn} = \frac{S_w}{2}\sqrt{\frac{3 \cdot k_n \cdot \gamma_{śr} \cdot H}{k_o \cdot R_{cgśr}}} - \frac{S_w}{2} \tag{2}$$

gdzie:
$S_w$ - szerokość wyrobiska w wyłomie, m,
$H$ - głębokość zalegania wyrobiska, m,
$R_{cgśr}$ - średnia wytrzymałość na ściskanie skał stropowych, MPa,
$\gamma_{śr}$ - średni ciężar objętościowy skał stropowych, MN/m$^3$,
$k_n$ - współczynnik koncentracji naprężeń,
$k_o$ - współczynnik osłabienia skał stropowych.

Schemat przykotwienia obudowy odrzwiowej skrzyżowania ściana-chodnik wypracowany w KWK „Knurów-Szczygłowice" Ruch Knurów przedstawia rys. 4, a przykładowy widok rys. 5.




**Rys. 4.** Schemat przykotwienia obudowy odrzwiowej chodnika przyścianowego
**Fig. 4.** Heading yielding support anchoring schema



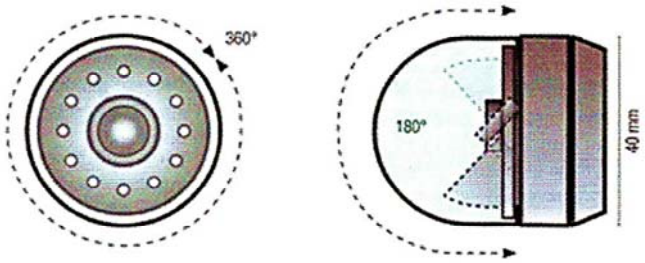
**Rys. 5.** Przykładowy widok wzmocnienia obudowy skrzyżowania ściana-chodnik przy pomocy kotwienia, (Matuszewski i in. 2006)
**Fig. 5.** An example of wall and heading intersection support strengthening by using anchoring, (Matuszewski et al. 2006)

## 4. Badania endoskopowe zasięgu strefy spękań w warunkach KWK „Knurów-Szczygłowice” Ruch Knurów

Badania endoskopowe dla określenia wysokości strefy spękań przeprowadzono przed frontem zbliżającej się ściany w trzech chodnikach podścianowych zlokalizowanych na głębokości 850 ÷ 900 m: 8b w pokładzie 408/2, 40b w pokładzie 357+8 i 32b w pokładzie 405/1. Do pomiarów wykorzystano system inspekcyjny VIS 350 z obrotowo-uchylną głowicą o średnicy 40 mm w zakresie 3600/1800 - rys. 6. System inspekcyjny jest umieszczony w zwartej obudowie i zawiera (Dyduch i in. 2015):

- monitor LCD TFT 16:9 z dwumetrowym kablem przyłączeniowym,
- głowica kamery o średnicy 40 mm V2, obrotowo-uchylna w zakresie 3600/1800,
- drążek giętkiego GFK o długości 30 m i średnicy 6,5 mm,
- dwa akumulatory zasilające o całkowitym czasie pracy do około 4 godzin.

Kamera inspekcyjna pozwala na nagrywanie obrazu o rozdzielczości 640 x 480 (VGA) / max. 30 fps w formacie ASF (MPEG4) oraz robienia zdjęć. Obrotowo-uchylna głowica kamery o kącie patrzenia $120^0$ i obiektywie f = 2,3 mm, F = 2,5 została wyposażona w 12 białych diod LED. Głowicę wykonano w stopniu ochrony IP67 (Dyduch i in. 2015).




**Rys. 6.** Schemat obrotowo-uchylnej głowicy kamery inspekcyjnej MC-VIS 350, (Dyduch i in. 2015)
**Fig. 6.** Schema of swing-tilt inspection camera head MC-VIS 350, (Dyduch et al. 2015)

Przeprowadzone badania endoskopowe przy pomocy kamery inspekcyjnej MC-VIS 350 pozwoliły określić zasięg strefy spękań warstw stropowych i ich propagacje w trzech chodnikach przyścianowych w odniesieniu do zbliżającego się frontu ściany. Badania przeprowadzono w otworach o średnicy 65 mm i długości nie przekraczającej 10 m.

W chodniku 8b w pokładzie 408/2 wykonano pionowy otwór w stropie chodnika do badań endoskopowych o długości 8,6 m w rejonie przeprowadzonych badań wytrzymałości skał stropowych przy użyciu hydraulicznego penetrometru otworowego - średnią wytrzymałość na ściskanie skał stropowych oszacowano na długości 7,0 m i wyniosła $R_c$ = 31,02 MPa. Otwór wykonano na 276 m chodnika, a pomiary endoskopowe przeprowadzono w odległości 210 m, 112 m, 32 m i 15 m przed frontem ściany. Badania nie wykazały propagacji szczelin w otworze wraz ze zbliżającym się frontem ściany, aż do 32 m przed frontem ściany. W odległości 15 m przed frontem ściany nastąpiło przesunięcie warstw stropowych na wysokości około 1,10 m od stropu chodnika uniemożliwiając tym samym wprowadzenie kamery inspekcyjnej - rys. 7. Sumaryczne rozwarstwienie szczelin w otworze wyniosło 271 mm.



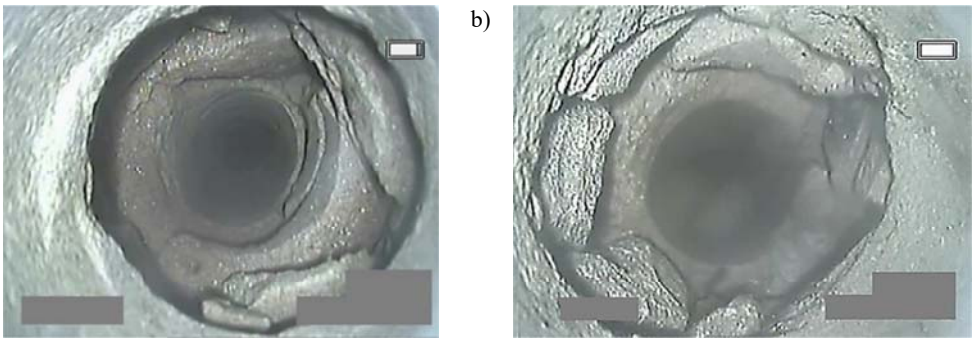
**Rys. 7.** Widok przesunięcia warstw w otworze w chodniku 8b w pokładzie 408/2 - 15 m od frontu ściany
**Fig. 7.** View of layers shift in a hole in drift 8b in seam 408/2 - 15m from the wall front

Badania endoskopowe w chodniku 40b w pokładzie 357+8 przeprowadzono w dwóch otworach (otwór pionowy oraz otwór kierunkowy w stronę ściany) o długościach odpowiednio 9,5 m i 10,0 m. Badania przeprowadzono w otworach wykonanych na około 641 m chodnika w odległościach 136 m, 45 m i 6 m przed frontem ściany, które również nie wykazały propagacji rozwarstwień górotworu wraz ze zbliżającym się frontem. W rejonie prowadzonych badań endoskopowych na podstawie badań penetrometrycznych średnia wytrzymałość na ściskanie skał stropowych wynosiła $R_c$ = 40,47 MPa. W otworze pionowym zaobserwowano 11 nieciągłości o łącznym rozwarstwieniu 147 mm, natomiast w otworze kierunkowym 15 nieciągłości o rozwarstwieniu 682 mm.

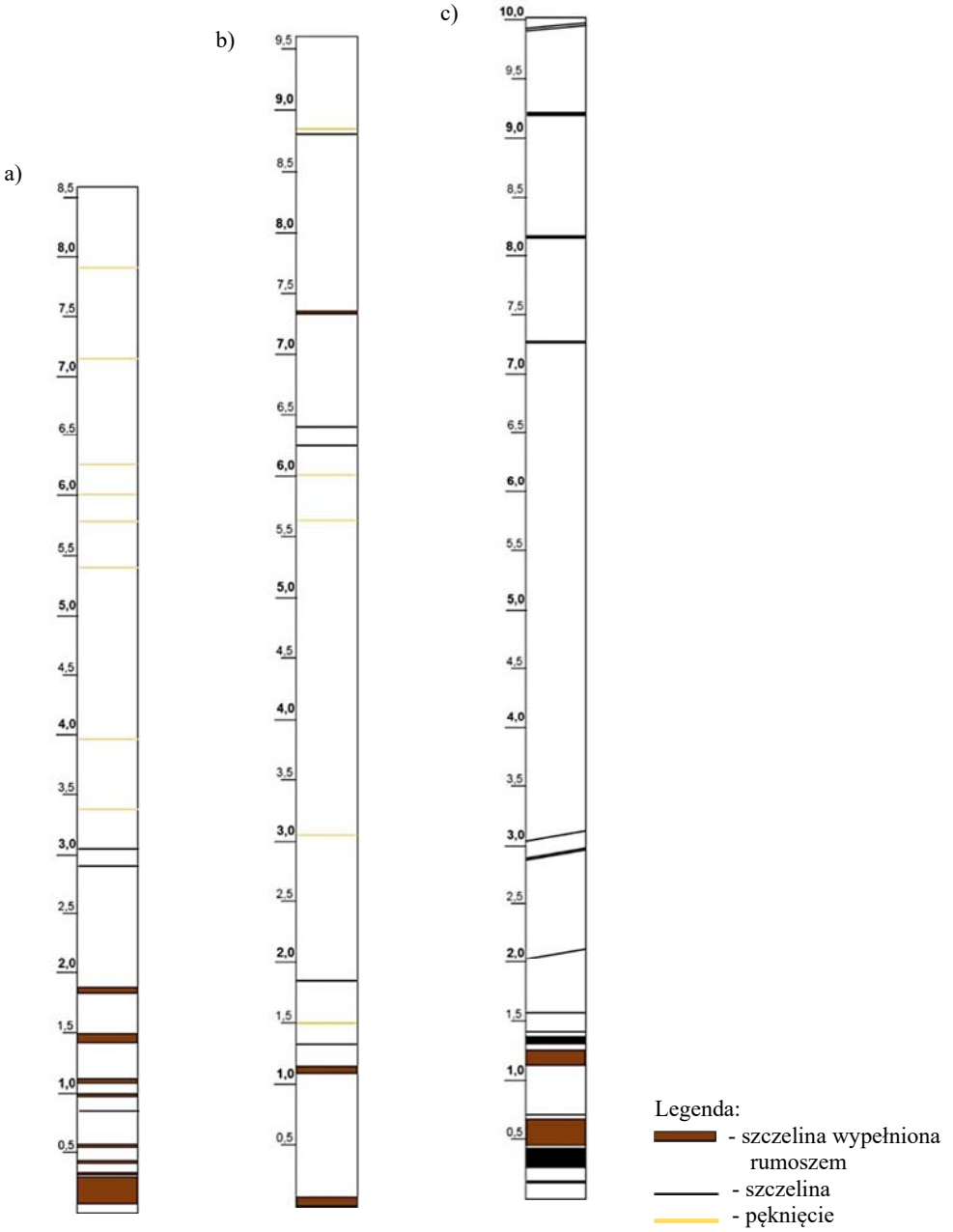
Przeprowadzone badania endoskopowe rozwarstwień skał stropowych wykazały dość znaczne zeszczelinowanie górotworu na odcinku około 2 m od stropu chodnika w postaci szczelin wypełnionych rumoszem skalnym (rys. 8), natomiast w dalszej części otworu można zaobserwować jedynie nieznaczne szczeliny i pęknięcia górotworu. Taki układ szczelin i pęknięć pozwala wyodrębnić niespękaną warstwę skalną pomiędzy 2 a 3 m, w której można utwierdzać (wklejać) kotwie prętowe o długości 2,5 ÷ 2,9 m.

Rozmieszczenie szczelin w chodniku 8b w pokładzie 408/2 i 40b w pokładzie 357+8 w poszczególnych otworach badawczych przedstawiono na rys. 9.

a) b)



**Rys. 8.** Przykładowy widok szczeliny wypełnionej rumoszem skalnym:
a). chodnik 8b, b). chodnik 40b
**Fig. 8.** An exemplary view of a hole filled with rock fall:




**Rys. 9.** Rozwarstwienia stropu na podstawie badań kamerą inspekcyjną:
a). chodnik 8b, b). chodnik 40b - otwór pionowy, c). chodnik 40b - otwór kierunkowy
**Fig. 9.** Roof stratification on the basis of inspection camera survey
a). heading 8b, b). heading 40b – vertical drilling, c). heading 40b – directional drilling

Założenia projektowe uwzględniające warunki geologiczno-górnicze dla przedmiotowych chodników określiły wysokość strefy spękań $h_{sn}$ przy pomocy modelu Z. Kłeczka (Kłeczek 1994) odpowiednio 2,21 m i 1,73 m, co w dużej mierze potwierdzają przeprowadzone badania endoskopowe. Długość kotwi określono na 2,7 ÷ 3,1 m, średnicę 22 mm i nośność 140 kN, a ich osadzenie na dwóch ładunkach klejowych. Przykładowy widok ochrony skrzyżowania przy pomocy krótkiego kotwienia w chodniku 40b w pokładzie 357+8 przedstawia rys. 10.



**Rys. 10.** Widok ochrony skrzyżowania ściana-chodnik przy pomocy krótkiego kotwienia w chodniku 40b
**Fig. 10.** View of wall and heading intersection protection by using short anchoring in heading 40b

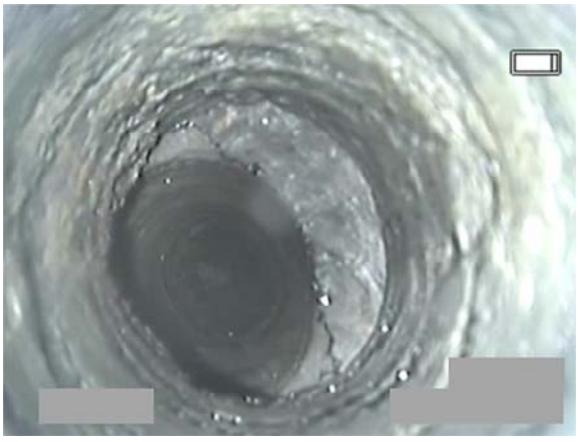
Zgoła odmienne wyniki badań od przedstawionych powyżej uzyskano w chodniku podścianowym 32b w pokładzie 405/1, w którym przeprowadzono badania endoskopowe w trzech miejscach pomiarowych przed planowaną linią zakończenia biegu ściany - około 809 m, 400 m oraz 203 m. W pierwszym miejscu pomiarowym (810 m) pomiar rozwarstwień warstw stropowych przeprowadzono w odległości 120 m, 68 m, 17 m i 10 m przed frontem ściany. Pomiary prowadzono w wiązce trzech otworów o długości 10,0 m skierowanych pionowo, w kierunku ściany i w kierunku przeciwnym do wlotu ściany. W rejonie prowadzonych badań endoskopowych średnią wytrzymałość skał stropowych na długości 10,0 m oszacowano przy pomocy badań hydraulicznym penetrometrem otworowym na poziomie $R_c$ = 31,27 MPa. Badania endoskopowe nie wykazały występowania żadnych szczelin na całej długości otworu wraz ze zbliżającym się frontem ściany, za wyjątkiem otworu kierunkowego na ścianę, w którym zaobserwowano dwie szczeliny w początkowym odcinku otworu (do 0,7 m), co ostatecznie skutkowało przerwaniem ciągłości otworu w odległości 17 m od frontu ściany i brakiem możliwości kontynuowania badań - rys. 11. W przedmiotowym rejonie nie wystąpiły żadne problemy z utrzymaniem stateczności skrzyżowania przy pomocy krótkiego kotwienia.

Utrudnienia z utrzymaniem stateczności skrzyżowania ściana-chodnik 32b w pokładzie 405/1 wystąpiły w rejonie II (około 400 m), w którym można było zaobserwować przesuwanie

się warstw skalnych w stropie chodnika mających wpływ na zaciskanie poziome chodnika. Przesuwające się warstwy stropowe uniemożliwiły prowadzenie badań endoskopowych już w odległości 139 m przed frontem ściany. Widok przesuwających się warstw skalnych oraz występujących powyżej szczelin przedstawia rys. 12, natomiast widok deformacji łuków ociosowych w rejonie przedstawia rys. 13. Dla poprawy warunków utrzymania skrzyżowania ściana-chodnik jego wzmocnienie realizowano dodatkowo przy pomocy podpór stalowych na odcinku 5 m przed frontem ściany.



**Rys. 11.** Widok przerwanej ciągłości otworu w chodniku 32b około 17 m przed frontem ściany - około 809 m chodnika
**Fig. 11.** View of interrupted continuity of drilling in drift 32b about 17m ahead of the wall front – about 809 m on heading length



**Rys. 12.** Widok przerwanej ciągłości otworu oraz występujących szczelin w chodniku 32b - około 400 m chodnika
**Fig. 12.** View of interrupted continuity of drilling and occurring gaps in drift 32b – about 400m on heading length



**Rys. 13.** Widok deformacji obudowy chodnika 32b i zwiększonych zakładek w złączach obudowy od strony ściany
**Fig. 13.** View of heading 32b support deformations and increased overlaps in support joints on the side of the wall

W trzecim rejonie pomiarowym (około 203 m) uzyskano identyczne wyniki badań endoskopowych jak w rejonie pierwszym. Badania endoskopowe prowadzone w otworze pionowym o długości 10,0 m w odległości około 138 m, 40 m i 20 m przed frontem ściany nie wykazały występowania żadnych spękań, co przełożyło się na brak problemów z ochroną skrzyżowania ściana-chodnik. Średnią wytrzymałość na ściskanie skał stropowych określono na poziomie $R_c$ = 33,78 MPa.

W założeniach projektowych uwzględniających warunki geologiczno-górnicze dla przedmiotowych chodników określono zasięg strefy spękań $h_{sn}$ przy pomocy modelu Z. Kłeczka (Kłeczek 1994) wynoszący 2,5 m. Długość kotwi przyjęto 3,1 m, średnicę 22 mm i nośność 140 kN, a ich osadzenie na dwóch ładunkach klejowych.

## 5. Zasady oceny skuteczności doboru systemu ochrony wyrobiska

Zakładając, że zasięg strefy spękań $h_{sn}(\omega)$ oraz grubość skotwionej półki skalnej $L_k(\xi)$ są zmiennymi losowymi wielowymiarowymi określanymi w oparciu o $n$ i $m$ odpowiednio przyjmowanych danych traktowanych jako zmienne losowe o rozkładach normalnych $x_i(\omega)$ i $y_i(\xi)$ zależności te obudowy można określić za pomocą wzorów (Duży 2007):

$$\begin{aligned} h_{sn}(\omega) &= f_1\left[x_1(\omega), x_2(\omega), \ldots, x_n(\omega)\right] \\ L_k(\xi) &= f_2\left[y_1(\xi), y_2(\xi), \ldots, y_n(\xi)\right] \end{aligned} \tag{3}$$

Wartości średnie zasięgu strefy spękań i grubości skotwionej półki skalnej można określić jako wartości obliczone dla średnich wartości poszczególnych danych:

$$\begin{aligned} \overline{h}_{sn} &= f_1(\overline{x}_1, \overline{x}_2, \ldots, \overline{x}_n) \\ \overline{L}_k &= f_2(\overline{y}_1, \overline{y}_2, \ldots, \overline{y}_n) \end{aligned} \tag{4}$$

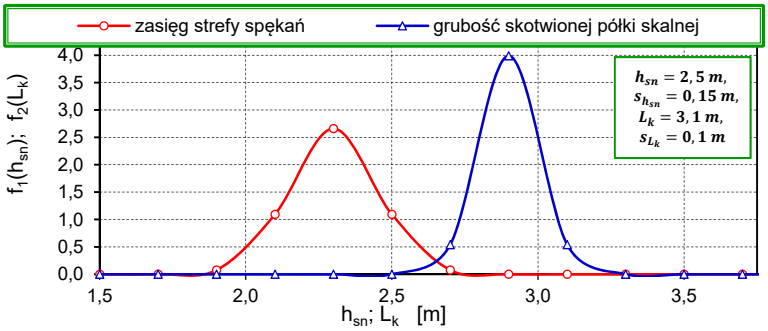
Odchylenia standardowe zasięgu strefy spękań i grubości skotwionej półki skalnej obliczyć można z wzorów:

$$\begin{aligned} s_{h_{sn}} &= \sqrt{\sum_{i=1}^{n} \left( \frac{\partial f_1}{\partial x_i} \right)^2 \cdot s_{x_i}^2} \\ s_{L_k} &= \sqrt{\sum_{i=1}^{m} \left( \frac{\partial f_2}{\partial x_i} \right)^2 \cdot s_{y_i}^2} \end{aligned} \tag{5}$$

Przyjmując dane wejściowe do obliczeń jako zmienne losowe o rozkładzie normalnym uzyskuje się wielkości losowe zasięgu strefy spękań i grubości skotwionej półki skalnej o normalnym rozkładzie prawdopodobieństwa w postaci (Duży 2007), (rys. 14):

$$\begin{aligned} f_1(h_{sn}) &= \frac{1}{s_{h_{sn}} \cdot \sqrt{2 \cdot \pi}} \cdot \exp\left( -\frac{h_{sn} - \overline{h}_{sn}}{2 \cdot s_{h_{sn}}} \right) \\ f_2(L_k) &= \frac{1}{s_{L_k} \cdot \sqrt{2 \cdot \pi}} \cdot \exp\left( -\frac{L_k - \overline{L}_k}{2 \cdot s_{L_k}} \right) \end{aligned} \tag{6}$$

gdzie:
$f_2(L_k)$, $f_1(h_{sn})$ – gęstość prawdopodobieństwa zasięgu strefy spękań i grubości skotwionej półki skalnej,
$\overline{L}_k, \overline{h}_{sn}$ - średnie zasięgu strefy spękań i grubości skotwionej półki skalnej,
$s_{Lk}$, $s_{hsn}$ – odchylenia standardowe zasięgu strefy spękań i grubości skotwionej półki skalnej.




**Rys. 14.** Przykład rozkładu zasięgu strefy spękań i grubości skotwionej półki skalnej jako zmiennych losowych o normalnym rozkładzie prawdopodobieństwa
**Fig. 14.** Example of crack zone range distribution and anchored rock thickness as variables with normal probability distribution

Wykorzystując metodę probabilistycznej analizy konstrukcji poziomu II, jako miarę bezpieczeństwa przyjmuje się probabilistyczny wskaźnik niezawodności $\beta$ obliczany ze wzoru:

$$\beta = \frac{\overline{L}_k - \overline{h}_{sn}}{\frac{s_{L_k}^2}{\sqrt{s_{L_k}^2 + s_{h_{sn}}^2}} + \frac{s_{h_{sn}}^2}{\sqrt{s_{L_k}^2 + s_{h_{sn}}^2}}} \tag{7}$$

Wartość wskaźnika niezawodności $\beta$ odpowiada wartości współczynnika niezawodności Cornella. Wartość dystrybuanty wskaźnika niezawodności $p(\beta)$ oznacza prawdopodobieństwo stateczności wyrobiska, a wartość $[1-p(\beta)]$ prawdopodobieństwo utraty stateczności przez wyrobisko.

W tabeli 1 przedstawiono wyniki analizy prawdopodobieństwa utraty stateczności przez wyrobiska przygotowawcze, w których prowadzono badania.

**Tabela 1.** Wyniki obliczeń prawdopodobieństwa utraty stateczności przez analizowane wyrobiska przygotowawcze
**Table 1.** The results of calculations of the probability of loss of stability by analyzed excavation preparatory

| Lp. | Nazwa wyrobiska | $L_k$ [m] | $h_{sn}$ [m] | $s_{Lk}$ [m] | $s_{hsn}$ [m] | β | $p=[1-p(\beta)]$ |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1. | Chodnik 8b | 2,5 | 2,00 | 0,11 | 0,26 | 1,771 | 0,083 |
| 2. | Chodnik 40b | 2,7 | 1,73 | 0,12 | 0,24 | 3,615 | 0,001 |
| 3. | Chodnik 8b | 2,9 | 2,00 | 0,13 | 0,26 | 3,096 | 0,003 |
| 4. | Chodnik 40b | 3,1 | 2,21 | 0,15 | 0,31 | 2,584 | 0,014 |
| 5. | Chodnik 32b | 3,1 | 2,5 | 0,2 | 0,38 | 1,397 | 0,150 |

## 6. Podsumowanie

Skuteczna ochrona skrzyżowania ściana-chodnik przy zastosowaniu niskiego kotwienia w warunkach KWK „Knurów-Szczygłowice" Ruch Knurów jest wynikiem wieloletnich doświadczeń. Zastosowanie przedstawionego schematu przykotwienia obudowy odrzwiowej przy użyciu dwóch par kotwi prętowych o długości 2,7 ÷ 3,1 m pozwala zachować stateczność skrzyżowania ściana-chodnik, a także pozwala uniknąć znacznych trudności na etapie likwidacji chodnika za frontem ściany w porównaniu ze stosowaniem kotwi strunowych – np. problem pękania tulei kotwi strunowych (Głuch i in. 2013). Należy jednakże zaznaczyć, że zróżnicowana budowa górotworu wymusza czasami stosowania dodatkowo podpór stalowych dla poprawy ochrony skrzyżowania chodnika z ścianą.

Dobór odpowiedniej długości kotwi, w świetle obowiązujących przepisów górniczych, wiąże się z określeniem wysokości strefy spękań warstw stropowych. Stosowane aktualnie metody analityczne dla wyznaczenia zasięgu strefy spękań dają dość znaczną różnorodność wyników przy przyjęciu takich samych danych wyjściowych (Małkowski 2013, Małkowski 2014). Pomocną zatem metodą przy określeniu zasięgu strefy spękań powinny być badania endoskopowe, które w sposób bezpośredni dają pełny obraz rozwoju strefy spękań wraz ze zbliżającym się frontem ściany.

Prowadzone badania endoskopowe w trzech chodnikach podścianowych kopalni „Knurów-Szczygłowice" Ruch Knurów przedstawiły obraz zasięgu strefy spękań warstw stropowych,

a co najważniejsze dały pole do porównania trafności przyjętej metody analitycznej określającej jej zasięg. Przyjęty model analityczny wyznaczania wysokości strefy spękań w kopalni „Knurów-Szczygłowice" Ruch Knurów w dwóch chodnikach w sposób bardzo zbliżony oddaje zasięg tej strefy w odniesieniu do wykonanych badań endoskopowych. Wyniki badań endoskopowych w trzecim chodniku podścianowym wykazują jednakże duże zróżnicowanie górotworu na długości chodnika i odbiegają od przyjętego modelu analitycznego w dwóch rejonach pomiarowych, co powinno być przedmiotem dalszych badań i modyfikacji przyjętego modelu analitycznego uwzględniających korektę zasięgu strefy spękań np. związaną z pełzaniem skał otaczających wyrobisko.

Stosowanie badań endoskopowych z uwagi na coraz szerszą ofertę rynkową kamer inspekcyjnych powinno zyskać coraz większe zastosowanie w warunkach polskich kopalń węgla kamiennego oraz powinno być podstawowych narzędziem w zakresie doboru właściwego systemu ochrony skrzyżowania ściana-chodnik, wpływając tym samym na warunki bezpiecznej pracy oraz na wymierne korzyści ekonomiczne.

Przeprowadzona analiza stateczności 3 analizowanych wyrobisk przygotowawczych w oparciu o metodę probabilistyczną poziomu II wykazała, że istnieje możliwość wykorzystania tych metod do prognozy skuteczności doboru systemu ochrony wyrobisk górniczych.

## LITERATURA


Chudek M. 2002: Geomechanika z podstawami ochrony środowiska górniczego i powierzchni terenu. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice.

Duży S. 2007: Studium niezawodności konstrukcji obudowy i stateczności wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego z uwzględnieniem niepewności informacji. ZN Pol. Śl., s. Górnictwo, z. 277, Gliwice.

Dyduch G., Czempas A. 2015: Wykorzystanie techniki wizualnej do monitorowania przestrzeni wyrobiska za tamami izolacyjnymi. Budownictwo Górnicze i Tunelowe nr 2, s. 14 - 17.

Głuch P., Ratajczak A. 2013: Doświadczenia ze stosowania kotwi strunowych do wysokiego kotwienia górotworu. Monografia CBiDGP „Problemy bezpieczeństwa w budowie i eksploatacji maszyn i urządzeń górnictwa podziemnego", Lędziny, s. 163 - 178.

Herezy Ł. 2012: Kształtowanie się zasięgu strefy spękań w otoczeniu wyrobisk przyścianowych w warunkach geologiczno-górniczych LW „Bogdanka" S. A. Przegląd Górniczy nr 5, s. 27 - 36.

Herezy Ł. 2015: Zasięg strefy spękań w otoczeniu wyrobiska przyścianowego w trakcie dwóch faz jego istnienia - za frontem pierwszej i przed frontem drugiej ściany. Przegląd Górniczy nr 4, s. 47 - 51.

Kabiesz J., Patyńska R. 2009: Badania zasięgu i intensywności strefy spękań wokół chodnikowych wyrobisk korytarzowych. Górnictwo i Geoinżynieria rok 33, zeszyt 1, s. 263 - 282.

Kasperkiewicz W., Kamiński W., Sewera M., Walentek A., Rajwa S. 2010: Badania dołowe zasięgu strefy spękań nad wyrobiskiem przyścianowym za frontem ściany. Wiadomości Górnicze nr 4, s. 210 - 216.

Kłeczek Z. 1994: Geomechanika Górnicza. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice.

Małkowski P. 2013: Rola stref spękań w ocenie stateczności wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla. Rozprawy, Monografie. Wydawnictwa AGH, Kraków.

Małkowski P. 2014: Wpływ uwarstwienia górotworu na zasięg stref spękań wokół wyrobisk korytarzowych. Wiadomości Górnicze nr 5, s. 259 - 269.

Masny W., Nierobisz A. 2005: Doskonalenie oceny stateczności wyrobisk w obudowie kotwiowej. Przegląd Górniczy nr 6, s. 11 - 15.

Matuszewski J., Mąka B., Głuch P. 2006: Utrzymanie chodnika przyścianowego 23b w jednostronnym otoczeniu zrobów dla wybierania ściany nr 23 i 24 w pokładzie 405/1 w warunkach kopalni

„Knurów”. Nowoczesne technologie Górnicze. Problemy utrzymania wyrobisk korytarzowych. Gliwice - Ustroń, s. 174 - 191.
Matuszewski J., Ratajczak A., Głuch P. 2011: Doświadczenia z utrzymania skrzyżowania ściana-chodnik w warunkach KWK „Knurów-Szczygłowice” Ruch Knurów. Górnictwo i Geologia, tom 6, zeszyt 1, s. 159 - 177.
Nierobisz A., Jeziorowski W. 2009: Obudowa kotwiowa w kopalniach węgla kamiennego. Wiadomości Górnicze nr 4, s. 241 - 249.
Ratajczak A. 2015: Badania endoskopowe rozwarstwień stropu dla doboru systemu przykotwienia odrzwi obudowy przed frontem ściany w warunkach KWK „Knurów-Szczygłowice” Ruch Knurów. Materiały Konferencyjne - Górnictwo Zrównoważonego Rozwoju 2015, CD-ROM, Gliwice.
Stopyra M., Stasica J., Rak Z. 1998: System monitoringu pracy obudowy kotwiowej. Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków, s. 159 - 167.
Wardas A., Bobek R., Śledź T. Ratajczak A., Głuch P. 2013: Geologiczno-górnicze uwarunkowania doboru obudowy w warunkach KWK „Knurów-Szczygłowice” Ruch Knurów. Materiały Konferencyjne Szkoła Eksploatacji Podziemnej, CD-ROM, Kraków.
Załącznik nr 3 do Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002r, Dz. U. Nr. 139, poz. 1169 w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych.

## Definition of crack zone range for wall and heading intersection protection by anchoring in the light of KWK “Knurów-Szczygłowice” mine Knurów experience

**Key words**

Deep working, roof bolting, crack zone, endoscopy testing

**Summary**

Efficient conservation of a wall and heading intersection provides the continuity of the production cycle, and furthermore provides a fast reconstruction of haulage system in the area of this intersection. Mining practice shows that using anchoring as an element of support strengthening allows an increase of work comfort and safety in wall and heading intersection. An important element, in the scope of anchor support design, is the proper definition of the crack zone range, that impacts the definition of the length, amount and bearing capacity of the used mining anchors. The article presents the experience of “Knurów-Szczygłowice” mine Knurów in terms of wall and heading intersection conservation using short anchoring in reference to the crack zone range, defined by the analytical method and using the visual technique (endoscopy). Based on the experience gained, an attempt to assess the effectiveness of the selection system to protect the excavation using a probabilistic analysis of the construction was made.

**Centrala PGG**

G.Mutke, H.Marcak, F.Mutke, Adam Barański

Metoda wyznaczania mapy intensywności drgań po wystąpieniu silnego wstrząsu górniczego.

# Torkretowanie jako alternatywa przebudowy obudowy wyrobisk korytarzowych – doświadczenia KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit

Marek Modrzik
*KWK Piast-Ziemowit*

Łukasz Siodłak
*KWK Piast-Ziemowit*

Paweł Budzyński
*KWK Piast-Ziemowit*

Paweł Ficek
*KWK Piast-Ziemowit*

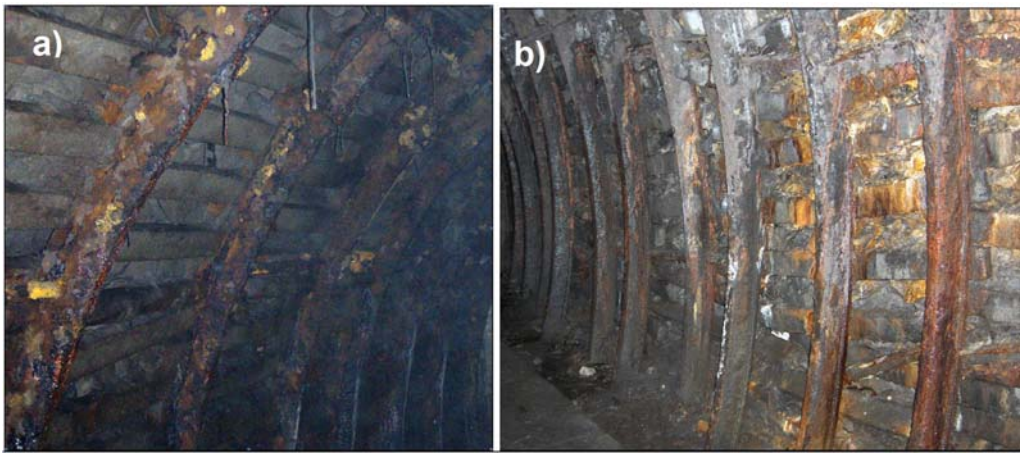
STRESZCZENIE: Obudowa wyrobisk korytarzowych na skutek oddziaływania środowiska kopalnianego oraz górotworu ulega nieustannej degradacji. Wymiana obudowy to w efekcie przebudowa wyrobisk, która jest bardzo czasochłonna, kosztowna, niebezpieczna i zaburza normalne użytkowanie wyrobiska. Odpowiednio wcześniejsze zdiagnozowanie stanu obudowy oraz prognozowanie warunków w jakich będzie pracowała umożliwia ograniczenie ilości wykonywanych przebudów poprzez zastosowanie właściwych, mniej kosztownych zabiegów wzmacniających obudowę, do których możemy zaliczyć torkretowanie. W artykule przedstawiono doświadczenia KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit w tym zakresie oraz efekty podjętych działań.

SŁOWA KLUCZOWE: Torkret, torkretowanie, beton natryskowy, wzmocnienie wyrobisk

## 1. WSTĘP

KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit posiada ponad 170 km wyrobisk korytarzowych czynnych wentylacyjnie w tym ponad 130 km kapitalnych wyrobisk o długim okresie użytkowania z czego około 49 km to czynne przekopy w większości o okresie użytkowania dłuższym niż 30 lat.
Wyrobiska korytarzowe mogą spełniać swoje funkcje dopóki obudowa, a więc odrzwia, rozpory, okładziny, stopy podporowe, wykładka za obudową będą przejmować obciążenia pochodzące od górotworu, tzn. dopóki nośność obudowy jest większa niż obciążenia na nią działające. Znając wartości spodziewanych obciążeń, projektuje się obudowę o określonej podporności spełniającą powyższy warunek wytrzymałościowy. Jednak podporność obudowy nie jest stała

w czasie i zależy w znacznej mierze od postępującej korozji. W kopalni węgla kamiennego wyrobiska korytarzowe wykonane są głównie w stalowej obudowie podporowej, która posiada bezpośredni kontakt z górotworem, wykraplającą się wodą i agresywnym powietrzem kopalnianym często zawierającym znaczne ilości jonów soli. Z uwagi na koszty i lata, w których kopalnia powstawała większość wyrobisk korytarzowych wykonana została w obudowie stalowej bez zabezpieczenia antykorozyjnego.
Korozja jest zjawiskiem powszechnym, polegającym na niszczeniu metali w wyniku chemicznej lub elektrochemicznej reakcji ze szkodliwymi czynnikami środowiska. Widoczne na powierzchni plamy, przebarwienia i często głębokie wżery świadczą o występujących powierzchniowych lub głębokich ubytkach i zmianach strukturalnych metalu prowadzących do znacznego obniżenia wytrzymałości metalu [18].
Ocena wpływu korozji na spadek nośności obudowy łukowej jest niezwykle trudna, także z tej przyczyny, że zachodzi ona na łuku w sposób bardzo nieregularny (Rys. 1a i 1b). Korodowanie wewnętrznej powierzchni kształtownika jest szczególnie niebezpieczne ze względu na utrudnioną kontrolę oraz na możliwość bardzo głębokich ubytków prowadzących do ograniczenia nośności. Proces korozji może zachodzić również lokalnie w szczelinach między łukami łączonymi na zakładkę oraz między łukiem a strzemieniem, a także między jarzmem a nakrętką i między nakrętką a śrubą.
Inną postacią korozji jest powstawanie miejscowych ognisk korozji, jako głębokich zagłębień (wżerów), które w skrajnym przypadku mogą obejmować całą grubość profilu kształtownika, często dyskwalifikując takie wyrobisko z dalszego użytkowania [21].




Rys.1. a) Zaawansowana korozja całej obudowy – równomierny proces korozji,
b) Korozja łuków ociosowych obudowy postępująca do wysokości około 1 m [18]
Fig. 1. a) Advanced corrosion of raodway suport - uniform corrosion process,
b) Rib arc corrosion to a height of 1 meter [18]

Tylko w niektórych przypadkach z dużą dozą ostrożności i znajomości tematu nożna pokusić się o obliczenia spadku nośności ze względu na ubytek korozji kształtownika. Obliczenia spadku podporności obudowy polegają na założeniu, że korozja kształtownika stalowej obudowy powoduje zmniejszenie pola jego przekroju poprzecznego. W wyniku tego zmniejsza się wytrzymałość kształtownika, a tym samym zmniejsza nośność odrzwi [1] [2] [18].
Zależność tę przedstawia poniższy wzór:

$$P_{\max} = \frac{4k_g \cdot W_x}{l} \tag{1}$$

gdzie:
$P_{max}$ – maksymalna wielkość siły obciążającej belkę z kształtownika „V" w jej środkowej części [N], kg – wytrzymałość na zginanie stali, z której wykonano łuki obudowy [MPa],
$W_x$– wskaźnik przekroju kształtownika „V" na zginanie [$m^3$], l – odległość podpór przy zginaniu kształtownika „V" [m].

Z podanej zależności wynika, że nośność kształtownika „V" jest wprost proporcjonalna do wskaźnika przekroju na zginanie $W_x$, gdyż zarówno kg jak i l są wielkościami stałymi [7] [8] [9] [10] [11].
Spadek nośności związany z korozją materiału przedstawia zależność:

$$P_{kor} = \frac{P_{\max}}{d} \cdot \left( \frac{W_{xskor}}{W_{xnom}} \right) \tag{2}$$

gdzie:
$P_{kor}$ - spadek nośności odrzwi obudowy spowodowany korozją metalu [kN], d - rozstaw odrzwi obudowy [m], $P_{max}$ - maksymalna nośność odrzwi obudowy [kN], $W_{xnom}$ - wskaźnik zginania przekroju kształtownika nominalnego [$m^3$], $W_{xkor}$ - wskaźnik zginania przekroju kształtownika skorodowanego [$m^3$] .

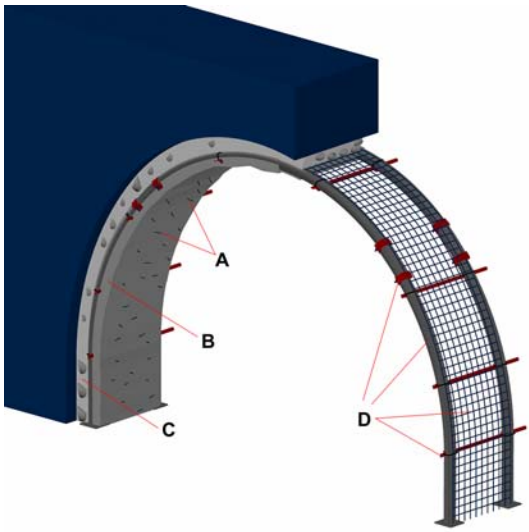
Wątpliwości jednak budzi sposób pomiaru ubytku korozyjnego obudowy w warunkach dołowych, gdzie jest utrudniony dostęp do wewnętrznej strony kształtownika i brak możliwości jej wyczyszczenia z korozji fałszującej wynik pomiaru grubościomierzem ultradźwiękowym [11] [17]. Z tego powodu dokładne określenie rzeczywistej nośności obudowy jest często niewykonalne, konieczne jest zatem monitorowanie jej stanu tak, aby było możliwe uniknięcie sytuacji awaryjnych [5].
Dla oceny stanu obudowy wyrobisk korytarzowych korzystnie jest przeprowadzać kompleksowe obserwacje i badania wszystkich wyrobisk, w szczególności tych o długim czasie użytkowania. Badania stanu technicznego wyrobisk należy prowadzić pod kątem stanu deformacji oraz stopnia skorodowania odrzwi, rozpór, okładzin, stóp podporowych oraz oceny jakości wykonanej wykładki. Prowadzone w trakcie kontroli obserwacje pozwalają na zakwalifikowanie obudowy do dalszej pracy, wymiany lub do wzmocnienia.
W 2007 roku zespół pracowników Katedry Górnictwa Podziemnego AGH pod kierunkiem dr. inż. Michała Stopyry, Rzeczoznawcy do Spraw Ruchu Zakładu Górniczego, wykonał opracowanie pt. „Ocena stanu technicznego obudowy wybranych odcinków wyrobisk korytarzowych w obudowie stalowej...", które jest usystematyzowaniem działań prowadzonych w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit w celu oceny stanu technicznego obudowy. Prowadzone na tej podstawie systematyczne obserwacje i umiejętność prognozowania skutków korozji oraz deformacji pozwalają na kwalifikowanie obudowy do grupy pozwalającej na wykonanie odpowiednich zabiegów bez konieczności wykonania niebezpiecznej przebudowy odrzwi [6] [7] [9].
Zabiegi służące przedłużeniu funkcjonalności obudowy oraz jej elementów bez konieczności wykonywania przebudów to:

- wykonanie wzmacniającej warstwy betonu natryskowego,
- wzmocnienie obudowy w postaci kotwienia wysokiego,
- wzmocnienie dodatkową obudową podporową,
- wzmocnienie górotworu kotwami,
- poprawienie jakości górotworu poprzez zabiegi iniekcyjne,
- zastosowanie stali o podwyższonych własnościach mechanicznych oraz antykorozyjnych,
- zastosowanie preparatów nanoszonych na odrzwia do zabezpieczenia antykorozyjnego obudowy stalowej,
- zestawy naprawcze opinki.

Prace związane z przebudową są bardzo kosztowne i stwarzają zagrożenie zarówno dla pracującej tam załogi jak i pracowników przemieszczających się w wyrobisku oraz utrudniają warunki ruchowe i transportowe [4]. W artykule przedstawiono przykładowe praktyki prowadzące do ograniczenia wykonywania przebudów stosowane w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit.

## 2. WYKONANIE WARSTWY BETONU NATRYSKOWEGO

Odpowiedzią na powszechnie występujące zjawisko korozji jest coraz częściej stosowana metoda natrysku betonem, tzw. torkretowanie. W kopalniach podziemnych obudowa torkretowa stosowana jest najczęściej w wyrobiskach o kapitalnym przeznaczeniu: przecznicach, przekopach, komorach funkcyjnych, zajezdniach [10] [12] [13] [14].




Rys. 2. Schemat przestrzenny wyrobiska korytarzowego po narzucie warstwy torkretu: A – zbrojenie rozproszone warstwy nośnej torkretu, B – warstwa nośna torkretu o grubości „g", C – warstwa wypełniająca torkretu o niskiej wytrzymałości, D – skorodowane elementy obudowy [22]

Fig. 2. Roadway spatial scheme after the layer of shotcrete execution: A – fiber reinforcement carrier layer shotcrete, B – the carrier layer with a thickness of shotcrete "g", C – a bulk layer of low strength shotcrete, D – corroded support elements [22]

Trzyosobowa brygada wykonująca przebudowę w ciągu jednej zmiany roboczej jest w stanie przeciętnie wymienić zaledwie pojedyncze odrzwia wraz z opinką. Brygada trzyosobowa wykonująca obudowę natryskową w ciągu zmiany roboczej może wzmocnić odcinek wyrobiska o długości około 10 m.
Wykonanie obudowy torkretowej nie ogranicza funkcji użytkowych wyrobiska, w tak dużym stopniu, jak w przypadku wykonywania tradycyjnej przebudowy. W tym miejscu należy podkreślić, że nie wszystkie wyrobiska nadają się do wzmocnienia poprzez torkretowanie. Z uwagi na wymagane gabaryty wyrobisk, które uległy z czasem zaciśnięciu w tych przypadkach niezbędnym staje się wykonanie tradycyjnej przebudowy.
Dla porównania kopalnia siłami własnymi w latach 2013-2014 przebudowała 1055 m wyrobisk. W tym samym okresie kopalnia wykonała 2197 m wzmocnienia wyrobisk poprzez torkretowanie. Koszty wykonania przebudowy są około 4-krotnie wyższe od kosztów wykonania torkretu (w kosztach wykonania torkretowania ponad 60% wartości przypada na materiał, a mniej niż 40% na robociznę).
Beton wytworzony z udziałem cementu portlandzkiego posiada właściwości hamujące korozję. W handlu spotyka się aktualnie wiele tak zwanych ulepszaczy do zapraw, które wyraźnie zmniejszają korozję, albo nawet ją zatrzymują. Można więc z powodzeniem wykorzystywać torkretowanie jako metodę na zmniejszenie korozji obudowy stalowej i podwyższenie nośności wytworzonej w ten sposób obudowy zespolonej [15], [16].
Grubość warstwy torkretu jest obliczana w oparciu o wyliczony spadek nośności odrzwi obudowy. Pomiary grubości kształtownika obudowy grubościomierzem ultradźwiękowym po odrzuceniu skrajnych wartości są uśredniane, a otrzymana wartość porównywana jest do grubości nominalnej kształtownika. Uwzględniając wyniki pomiarów dołowych dokonuje się obliczenia ilościowego i procentowego spadku nośności obudowy skorodowanej [20].
Dla podanych warunków geomechanicznych górotworu panujących wokół wyrobiska z istniejącą, skorodowaną obudową łukową można obliczyć również grubość warstwy torkretu jako samodzielnej obudowy betonowej. W tym przypadku zabudowane, skorodowane odrzwia obudowy będą stanowić zbrojenie oraz dodatkowy współczynnik bezpieczeństwa obudowy torkretowej [19].



Rys. 3. Wyrobisko korytarzowe w obudowie ŁP po wzmocnieniu warstwą betonu natryskowego [22]
Fig. 3. Roadway in arc support after strengthening by shotcrete [22]

Wyliczoną grubość warstwy betonu natryskowego korzystnie jest zweryfikować przy użyciu komputerowych metod stosowanych w geomechanice. Można to wykonać modelując numerycznie rozkład naprężeń panujących w otoczeniu wyrobiska po dokonaniu wzmocnienia torkretem. Na podstawie tych wyliczeń oraz praktycznych doświadczeń grubość torkretu stosowana dla wzmacniania podziemnych wyrobisk korytarzowych zawiera się w przedziale od 10 do 15 cm. Stosowany przy doborze grubości warstwy torkretu współczynnik bezpieczeństwa wynoszący 2÷3 w stosunku do grubości wynikającej z obliczeń z uwagi na spadek nośności obudowy zapewnia nie tylko bezpieczne jej wzmocnienie, ale również powoduje, że torkret może być traktowany jako samodzielna obudowa betonowa. Dlatego też nie jest konieczne kontrolowanie skorodowanych odrzwi obudowy pokrytych warstwą betonu natryskowego.

## 3. OBUDOWA ZESPOLONA

Skutecznym sposobem zahamowania zjawiska degradacji obudowy stalowej jest połączenie kilku metod wzmocnienia obudowy stalowej w efekcie czego powstaje bardzo mocny kompleks obudowy zespolonej dobrze związanej z górotworem.
Z uwagi na potrzebę zwiększenia gabarytów na skrzyżowaniu przekopu kołowego 933 C-1 z przekopem wschodnim 930 na poziomie III w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit podjęto decyzję o jego przebudowie. Wstępne założenia sposobu zabudowy skrzyżowania wraz z określeniem niezbędnych gabarytów ruchowych nakreśliły konieczność wykonania obudowy o szerokości do 9,2m. W związku z tym, że wyrobisko przekroczyło 30 $m^2$ KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit zwróciła się do rzeczoznawcy ds. ruchu zakładu górniczego o opracowanie obudowy spełniającej nakreślone założenia.
Wykonanie skrzyżowania o znacznym otwarciu wymagało zaprojektowania odpowiedniej konstrukcji obudowy oraz wzmocnień, które będą w stanie zapewnić stateczność wyrobiska na długi okres czasu [3]. Odpowiednie dobranie wymiarów obudowy, umożliwiło połączenie ze sobą wyrobisk wykonanych w obudowie stalowej o różnych wielkościach odrzwi oraz wyrobisk krzyżujących się pod różnymi kątami (Rys. 4).



Rys. 4. Obudowa skrzyżowania wyrobisk na poziomie III w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit po przebudowie oraz wzmocnieniu kotwami (przed wykonaniem torkretu) [23]
Fig. 4. Excavations crossroad on level III in Coal Mine Piast-Ziemowit Part Ziemowit after reconstruction and strengthening of individual bolt lining (before performing shotcrete) [23]



Rys. 5. Obudowa wyrobisk korytarzowych na poziomie III w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit po wykonaniu torkretu [22]
Fig. 5. Roadways support on level III after shotcrete [22]

Zasadnicze obciążenia wywierane na obudowę przez górotwór, przenosi odpowiednio dobrany kształtownik obudowy łukowej ŁP dodatkowo wzmocniony kotwami strunowymi oraz zaprojektowaną obudową torkretową. Taka konstrukcja zapewni możliwość długiego użytkowania wyrobiska bez konieczności wykonywania kolejnej przebudowy.

## PODSUMOWANIE

Koszty i czasochłonność przebudów obudowy wyrobisk często przesądzają o rezygnacji z takiego sposobu przywracania ich funkcjonalności. Przebudowy powinny być stosowane tylko wówczas, kiedy konieczne jest zwiększenie gabarytów istniejącego wyrobiska.
Koszt zabiegów służących przedłużeniu funkcjonalności obudowy oraz jej elementów bez konieczności wykonywania przebudów są znacznie niższe od kosztów wykonania przebudowy. Czasochłonność zabezpieczenia obudowy wyrobiska z wykorzystaniem torkretu oraz metod kotwienia w stosunku do tradycyjnych sposobów przywracania funkcjonalności wyrobiska poprzez wykonanie przebudowy jest znacznie mniejsza. W czasie wykonywania przebudowy ograniczamy w znacznym stopniu normalną pracę w wyrobisku, a technologia wykonywania przebudowy czyni ją w wysokim stopniu niebezpieczną.
Zastosowanie kotwienia do wzmocnienia górotworu lub obudowy podporowej w połączeniu z torkretem pozwala na znaczne zwiększenie nośności całej konstrukcji, którą można traktować jako obudowę zespoloną o parametrach wytrzymałościowych znacznie przekraczających nośność samych odrzwi stalowych. Odpowiednio opracowane receptury materiału wiążącego wykorzystywanego do torkretowania mogą zapewnić dobrą izolację obudowy od powietrza oraz wód kopalnianych i w ten sposób zmniejszyć postęp korozji.
Każdy zabieg zwiększenia nośności (poprzez dodatkowe wzmocnienie obudowy lub górotworu wokół wyrobiska) lub wydłużenia w czasie nośności (poprzez ochronę korozyjną) powszechnie stosowanej obudowy stalowej z kształtownika V, powinien być oceniany pozytywnie, ponie-

waż wydłuża to okres w jakim może funkcjonować wyrobisko bez konieczności wykonywania niebezpiecznych i pracochłonnych przebudów obudowy.

## LITERATURA


[1] Chudek M. i inni, 2009: Optymalizacja warunków współpracy stalowej obudowy odrzwiowej podatnej wzmocnionej warstwą betonu natryskowego z górotworem w aspekcie zachowania stateczności wyrobiska oraz ochrony środowiska górniczego. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice.

[2] Chudek M., 1986: Obudowa wyrobisk górniczych. Wydawnictwo Śląsk.

[3] Maroszek Z., Siodłak Ł. Efekty wzmocnienia skrzyżowań chodników za pomocą kotew linowych-iniekcyjnych w KWK Ziemowit.

[4] Niełacny P., Stefaniak R., Pajor M., Moszko M., Szostak Ł., 2012: Zagrożenie opadami skał stropowych- profilaktyka i usuwanie zagrożenia - doświadczenia dołowe kopalni węgla kamiennego. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej.

[5] Niełacny P., Stefaniak R., Pajor M., Moszko M., Wieczorek K., 2012:Wyrobiska podziemne i ich funkcje - doświadczenia dołowe kopalni węgla kamiennego. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej.

[6] Pacześniowski K., 2005: Podatność stalowych odrzwi obudowy wyrobisk korytarzowych. Wiadomości Górnicze nr 7–8.

[7] PN-B-03264, 2002. Konstrukcje betonowe, żelbetowe i sprężone. Obliczenia statyczne i projektowanie.

[8] PN-EN 14127 – Badania nieniszczące. Ultradźwiękowe pomiary grubości.

[9] PN–G–05020, 1997. Podziemne wyrobiska korytarzowe i komorowe. Obudowa sklepiona. Zasady projektowania i obliczeń statycznych.

[10] PN–G–05600, 1998. Podziemne wyrobiska korytarzowe i komorowe. Obudowa powłokowa. Zasady projektowania
i obliczeń statycznych.

[11] PN–G–14100 Podziemne wyrobiska korytarzowe i komorowe. Beton natryskowy. Wymagania i badania.

[12] Rak Z., Siodłak Ł., Stasica J., 2007: Możliwości wzmocnienia obudowy podporowej wyrobisk korytarzowych z wykorzystaniem torkretowania. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. Miesięcznik WUG nr 5.

[13] Rak Z., Stasica J., Siodłak Ł., 2007: Możliwości i zakres stosowania betonu natryskowego. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. Miesięcznik WUG nr 12.

[14] Rotkegel M., Prusek S., 2005: Korozja obudowy wyrobisk korytarzowych. Wiadomości Górnicze nr 7–8.

[15] Rułka K., Stochel D., 2004: Obudowy powłokowe dla wyrobisk korytarzowych i komorowych. Zasady projektowania i doboru. Prace naukowe Głównego Instytutu Górnictwa.

[16] Setlak K., Moszko M., Siodłak Ł., 2010: Badanie przemieszczeń obudowy łukowej za pomocą systemu Monsupport w KWK Ziemowit, Górnictwo i Geoinżynieria - Tom 34/2.

[17] Sozański L., 1993: Błędy pomiaru grubości metodą ultradźwiękową. Materiały Konferencyjne IV Konferencji Metrologa w technikach wytwarzania maszyn. Szklarska Poręba.

[18] Stefaniak R., Moszko M., Śladowski G., Caban P., 2009: Metody ograniczania korozji obudowy stalowej wyrobisk korytarzowych na podstawie doświadczeń kopalni Ziemowit. Wiadomości Górnicze nr 9.

[19] Stefaniak R., Setlak K., Moszko M., Siodłak Ł. Zastosowanie mineralnych spoiw „UTEX" w warunkach KWK Ziemowit (praca nie publikowana).

[20] Surma A., 2002: Natryskowe obudowy powłokowe sposobem poprawy stateczności i obniżenia kosztów utrzymania starych wyrobisk kopalnianych. Materiały konferencji Szkoły Eksploatacji.
[21] Uhlig H., 1976: Korozja i jej zapobieganie. Wydawnictwo Naukowo-Techniczne.
[22] Setlak K., Moszko M., Siodłak Ł., Rak Z., Stasica J., Jendryś M., 2010: Możliwości stosowania i kontroli obudowy torkretowej wyrobisk korytarzowych na przykładzie KWK „Ziemowit". Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, nr 8, str. 23-36.
[23] Materiały własne.

## Shotcrete as an Alternative Reconstruction of Roadways Support – Experience Coal Mine Piast-Ziemowit Part Ziemowit

Roadways suport due to the impact of environmental and mine rock undergoes constant degradation. Replacement support is a result of reconstruction of excavations, which is very time consuming, costly, dangerous, and interferes with the normal use of the excavation. Accordingly earlier diagnosis of the state of support and forecasting the conditions under which it will operate can reduce the amount of reconstructions performed through the use of appropriate, less expensive treatments to strengthen the housing, which can include shotcrete. The article presents the experience Coal Mine Piast-Ziemowit Part Ziemowit in this area and the effects of actions taken.

# Doświadczenia KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit w zakresie stosowania obudowy kotwowej

Marek Modrzik
*KWK Piast-Ziemowit*

Łukasz Siodłak
*KWK Piast-Ziemowit*

Paweł Budzyński
*KWK Piast-Ziemowit*

Paweł Ficek
*KWK Piast-Ziemowit*

STRESZCZENIE:
W artykule przestawiono rys historyczny z stosowania obudowy kotwowej w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit, opisano najpopularniejsze rodzaje systemów kotwiowych oraz etapy projektowania obudowy kotwowej. Przedstawiono doświadczenia z zastosowania kotew linowych, linowo-iniekcyjcych oraz samowiertnych-iniekcyjnych.

SŁOWA KLUCZOWE: kotwienie, kotwie liniowe, obudowa kotwiowa, skrzyżowanie chodników, zabezpieczenie stropu .

## 1. WPROWADZENIE

W kopalniach węgla kamiennego obudowa kotwiowa stosowana jest już od wielu lat jako sposób zapewnienia stateczności wyrobisk korytarzowych. Głównie stosuje się ją jako element dodatkowego wzmocnienia obudowy zasadniczej rzadziej jako samodzielna obudowa.
Na szerszą skalę próby stosowania tej obudowy w polskich warunkach kopalń węglowych datuje się na lata siedemdziesiąte. Nie były one zawsze pomyślne, głównie z uwagi na wykorzystywany wówczas sprzęt do wykonywania otworów wiertniczych i instalowania kotwi oraz istniejące wówczas rozwiązania samych kotwi.
Powrót do stosowania obudowy kotwiowej w polskich kopalniach węgla kamiennego rozpoczął się na początku lat dziewięćdziesiątych. W latach 1993 do 2000 obudowa ta stosowana była na różną skalę w 46 kopalniach węglowych i w sumie wykonano około 35 km wyrobisk w samodzielnej obudowie kotwiowej, a około 300 km chodników w obudowie podporowej objęto przykatwianiem łuków stropnicowych. Przykatwianie łuków stosowano w celu wzmocnienia tej obudowy i bezpiecznego wypinania stojaków stalowych na skrzyżowaniu ze ścianą. W tym też okresie stworzone zostały korzystniejsze warunki do upowszechnienia tej obudowy. Zwiększenie udziału samodzielnej obudowy kotwowej było możliwe z uwagi na:

• opracowanie i wprowadzenie do stosowania przepisów umożliwiających stosowanie kotwienia w różnych warunkach,
• rozwinięcie się rynku kotwi, ładunków klejowych, lekkich kotwiarek wraz z serwisem oraz akcesoriów do kotwienia i kontroli górotworu.
• szkolenia inżynierów d/s kotwienia zapewniające kopalniom wykwalifikowaną kadrę w tym zakresie,
• wyłonienie kadry wskazanych przez Prezesa WUG rzeczoznawców d/s obudowy kotwiowej uprawnionych do projektowania,
• wykonane prace badawcze dotyczących projektowania obudowy kotwiowej, monitoringu, zastosowania kotwi dla ochrony wyrobisk przed skutkami wstrząsów i tąpań,
• organizowanie konferencji naukowo-technicznych na temat kotwienia.

W celu zapewnienia 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. W przypadku obudowy kotwowej zasadniczymi elementami nośnymi są cięgna (kotwie) umieszczane w otworach wiertniczych wykonanych w stropie i ociosach wyrobiska.

Najpopularniejsze rodzaje systemów kotwiowych wykorzystują:
• kotwie rozprężne - mocowane w górotworze za pomocą specjalnego zamka (głowicy rozprężonej),
• kotwie wklejane - mocowane w otworze za pomocą tworzywa klejącego, którym mogą być żywice, zaprawa cementowa lub inne substancje wiążące.

W zależności od warunków geologiczno-górniczych na rynku funkcjonuje wiele rodzajów kotew stosowanych do wzmacniania skał wokół wyrobiska.

Zagadnienie współpracy obudowy kotwiowej z górotworem było badane oraz rozpatrywane przez wielu autorów, o czym mogą świadczyć liczne pozycje literaturowe na ten temat. Wiązanie skał kotwiami w otworach wykonanych w stropie jest najczęściej opisywane jako kombinacja trzech podstawowych mechanizmów współpracy z górotworem:
• podwieszania warstw skalnych do górotworu stabilnego (słabych warstw stropu bezpośredniego do mocnych warstw stropu zasadniczego),
• spinanie warstw stropowych w jedną grubą belkę skalną,
• przykotwianie bloków kluczowych do górotworu nienaruszonego.

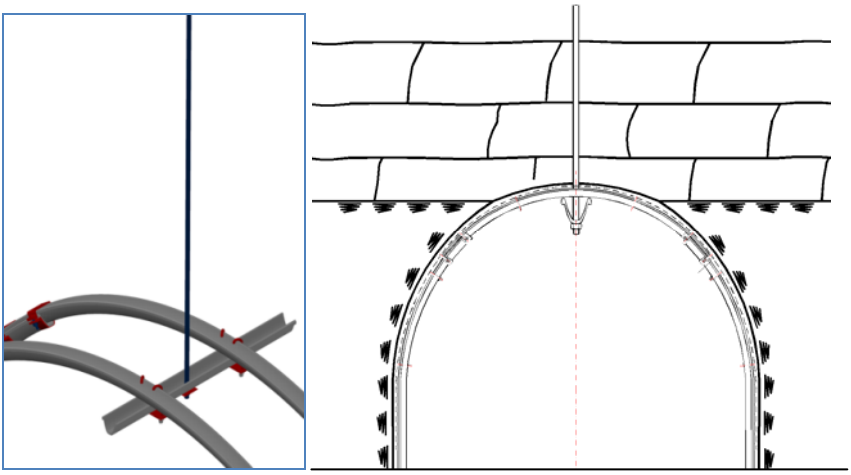
Projektowanie obudowy kotwowej zaczyna się od wytypowania miejsc, w których możliwe jest jej zastosowanie oraz przeprowadzeniu badań własności skał (profil wytrzymałościowy stropu, wskaźniki szczelinowości stropu, wytrzymałość węgla w ociosach). Na tym etapie podejmuje się decyzję o możliwości kotwienia w konkretnym wyrobisku. Następnie wykonuje się projekt kotwienia obejmujący: parametry obudowy kotwiowej w danym wyrobisku, informacje o sprzęcie i materiałach do kotwienia, systemie kontroli obudowy.

Na stateczność wyrobiska wykonanego w obudowie kotwiowej wpływają dwie grupy czynników: własności geomechaniczne skał oraz czynniki techniczno-organizacyjne wyrażające się przede wszystkim w jakości wykonawstwa oraz bieżącej kontroli pracy obudowy.

W przypadku obudowy kotwiowej nawet bardzo subtelne błędy i niedokładności w technologii kotwienia mogą spowodować obniżenie efektywności utwierdzenia kotwi zainstalowanych w górotworze.

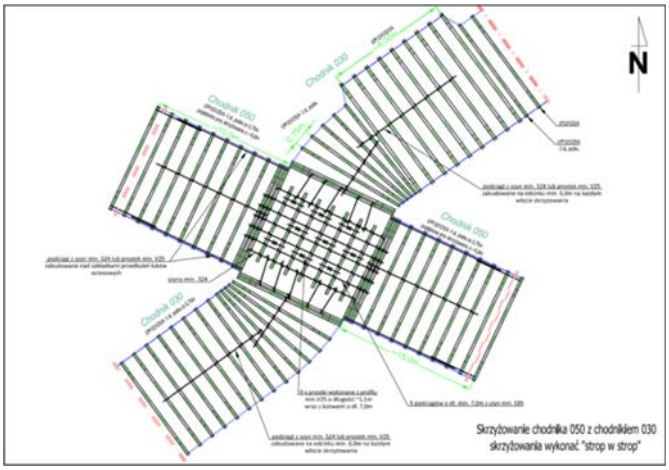
## 2. OBUDOWA KOTWOWA W KWK PIAST-ZIEMOWIT RUCH ZIEMOWIT

Próby wykonania wyrobiska w obudowie kotwiowej w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit były prowadzone już w 1973 roku. Wykonano wtedy w dolnej warstwie pokładu 209 na poziomie I 1462 m chodnika w samodzielnej obudowie kotwiowej [19].
W latach 1990-1996 wydrążono z zastosowaniem samodzielnej obudowy kotwiowej ponad 1000m wyrobisk. W roku 1995 wykonano około 700 m chodnika 351 w pokładzie 205/4 w samodzielnej obudowie kotwiowej. Do wykonania samodzielnej obudowy kotwiowej użyto kotwiarki pneumatycznej typu WOMBAT oraz kotew typu JR-1-00 wykonanych z żebrowanego pręta o średnicy 22 mm i długości 2,2 m lub 2,5 m z gwintem M22. Kotwy były wklejane do górotworu za pomocą ładunków klejowych typu LOKSET. Dodatkowo w celu wzmocnienia chodnika 351 wykonano kotwienie wysokie kotwami linowymi o długości 6m, wklejane na zaprawie STOBAR.
W latach 1996-1998 wydrążono dwa chodniki 770 i 769 o długości około 3600 m. Chodniki miały być drążone w samodzielnej obudowie kotwiowej (kotwy o długości 2,6 m), zgodnie z Projektem opracowanym w Głównym Instytucie Górnictwa dla chodnika 770, Projektem Akademii Górniczo - Hutniczej w Krakowie i Projektem GIG dla chodnika 769. Projekty zostały pozytywnie zatwierdzone przez Komisję do Spraw Obudowy Kotwiowej w Podziemnych Zakładach Górniczych przy Głównym Instytucie Górnictwa. Dla zapewnienia stateczności i zwiększenia bezpieczeństwa w chodnikach w strefach ciśnienia eksploatacyjnego wynikającego z wybierania pokładu 207 ścianami 718 i 719 przewidywało się wzmocnienie skał stropowych przy pomocy kotwienia wysokiego. W przypadku pogorszenia warunków geologiczno - górniczych w przodku, ze względu na dużą zmienność wytrzymałości skał stropowych i zawodnienie skał uniemożliwiającą stosowanie samodzielnej obudowy kotwiowej wyrobiska stosowano obudowę podporową prostokątną typu Arnall V25 o rozstawie 0,75 m. W samodzielnej obudowie kotwiowej wydrążono ponad 300m tych wyrobisk, resztę w obudowie podporowej. W tym czasie wdrożono również wykorzystywane do dzisiaj przykatwianie łuków stropnicowych w wyrobiskach z obudową podporową.
W obecnych warunkach KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit powszechnie stosuje się metodę kotwienia wysokiego do wzmocnienia obudowy. Kotwy linowe lub strunowe pozwalają wzmocnić tradycyjną obudowę podporową poprzez podwieszanie do nienaruszonych skał stropowych odrzwi obudowy (Rys. 1).
Jest to możliwe praktycznie w każdych warunkach z uwagi na możliwość zastosowania kotwi o dowolnej długości (ograniczeniem jest technologiczna możliwość montażu). Technologię wzmocnienia wyrobiska poprzez kotwienie wysokie można stosować zarówno w wyrobiskach w trakcie drążenia jak i utrzymywanych już przez pewien czas.
Zastosowanie kotwienia wysokiego w celu dodatkowego zabezpieczenia wyrobiska przyścianowego eliminuje konieczność stosowania wzmocnień podporowych (podciągów podpartych na skrzyżowaniu ściana-chodnik oraz wzmocnień podporowych przed frontem ściany), które to podparcie utrudnia przekładkę przenośnika i obniża postęp ściany.
Technologia wzmocnienia obudowy chodnikowej kotwami strunowymi o długości około 7,0 m, pomiędzy odrzwiami obudowy poprzez podciąg stalowy z kształtownika V, (tzw. kotwienie wysokie) wykonywana z wyprzedzeniem umożliwia zapewnienie wymaganych przepisami gabarytów ruchowych wyrobisk przed frontem ściany, na skrzyżowaniu chodnika przyścianowego ze ścianą oraz utrzymywanych za fontem ściany.



Rys. 1. Podciąg stalowy przykotwiony w osi wyrobiska kotwami strunowymi [24].
Fig. 1. Substring steel anchored in the axis of the excavation anchors stringed [24].

Jak pokazują dotychczasowe doświadczenia, kotwy linowe czy strunowe mogą być przydatne do wzmacniania miejsc szczególnie narażonych na uszkodzenie obudowy na przykład skrzyżowań chodników. Wzmocnienie skał i obudowy poprzez stosowanie kotwienia odciąża kopalnię przed koniecznością wykonywania uciążliwych przebudów w przyszłości lub wykonania nowych wyrobisk [10]. Przykładowe skrzyżowanie wykonane w obudowie łukowej podatnej oraz prostokątnej dodatkowo wzmocnione kotwami strunowymi przedstawiano na rysunku (Rys. 2).




Rys. 2. Skrzyżowanie wyrobisk wzmocnione kotwami strunowymi o długości 7,0 m poprzez krótkie prostki z kształtownika V z otworami, przykręcone do stropnic obudowy [24].
Fig. 2. Crossing excavations reinforced anchors stringed with a length of 7,0 m by a short straight section of the section V of the holes, bolted to the girders supports [24].

Zmodyfikowanym wariantem kotwienia wysokiego jest zastosowanie kotwi linowo-iniekcyjnych. Można je z powodzeniem stosować na skrzyżowaniach wykonanych wcześniej, a także na etapie drążenia w mało jeszcze naruszonym, ale spękanym górotworze (Rys. 3).



Rys. 3. Skrzyżowanie chodnika 670a z chodnikiem 663 i chodnikiem 663a w pokładzie 308. Kotwy linowo-iniekcyjne HTT-UXG [6].
Fig. 3. Crossroads sidewalk 670a with sidewalk 663 and sidewalk 633a in seam 308. Injection rope bolts HTT-UXG [6].

Kotwienia wysokie kotwami linowo-iniekcyjnymi wykonano w celu wzmocnienia skrzyżowań chodnika 670a z chodnikami 663 i 663a w pokładzie 308. Otwory pod kotwy zostały wykonane pionowo do góry. Zastosowano kotwy linowe o średnicy 21,8 mm (Rys. 4), a odpowiednie badania kopalniane potwierdziły, że rzeczywista nośność po iniekcji wahała się od 400 do 450 kN (40-45 t) [7].



Rys. 4. Kotew linowo-iniekcyjna HTT-UXG [6].
Fig. 4. Injection rope bolts HTT-UXG [6].

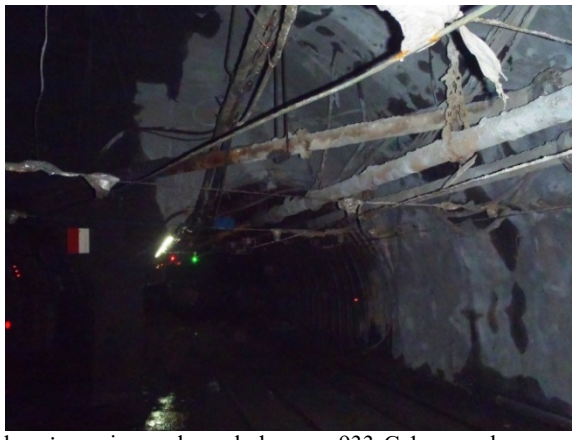
Zatłaczane poprzez kotew spoiwo mineralno-cementowe przyczynia się do konsolidacji naruszonych warstw skalnych w obrębie otworu. Działania takie poprawią dodatkowo parametry wytrzymałościowe skał stropowych oraz ograniczają rozwarstwienie stopu. Kotwy tego typu są szczególnie przydatne do wzmacniania wyrobisk o długim okresie użytkowania, gdzie spodziewamy się również dużego wzrostu strefy odprężenia. Wzmocnienie pozwoliło zachować praktycznie nie zmienione gabaryty wyrobisk w rejonie skrzyżowań. Wydaje się, że szczególnie korzystny efekt wzmocnienia skrzyżowań osiągnięty został dzięki iniekcji górotworu. W wyniku wykonywanej iniekcji uzyskano nad wyrobiskami sztywny masyw skalny związany wtłaczaną zaprawą na bazie spoiwa mineralno-cementowego. Wtłaczana zaprawa, w wyniku dużej migracji przez szczeliny, wytworzyła ciągłą strefę skał (rodzaj „płaszcza”). W związku z

tym, iż kotwienie oraz zatłaczanie były wykonywane ponad strefę spękań, cała odprężona strefa została scalona ze strefą nienaruszoną, tworząc mocny blok skał stropowych [7].
Kolejnym przykładem zabezpieczenia obudowy wyrobiska w celu niedopuszczenia do konieczności jej przebudowy były zabiegi kotwiąco-iniekcyjne w rozcince rozruchowej ściany 102 w pokładzie 209. W krótkim okresie po wydrążeniu zaobserwowano niewielkie wygięcie stropnic obudowy. Wyrobisko było wykonane w obudowie ŁPrw o wielkości 32 (wysokość 3,8 m, szerokość 7,2 m) z kształtownika V32 w rozstawie co 0,75 m i dodatkowo ustabilizowane (wzmocnione) dwoma rzędami podciągów z prostek V29 przykręconych do łuków stropnicowych obudowy. Z uwagi na zaobserwowane wzmożone oddziaływanie warstw stropowych na obudowę podjęto próbę jej wzmocnienia poprzez zastosowanie kotew samowiertnych-iniekcyjnych.
Zastosowane kotwy samowiertne iniekcyjne AR32N o długości 6 m (3x2 m) zabudowane w osi wyrobiska we wzajemnej odległości do 1,5 m, pomiędzy odrzwiami obudowy poprzez wcześniej zabudowane odcinki prostek stalowych z kształtownika V o długości ok. 1,1 m połączone z odrzwiami obudowy za pomocą złączy ze śrubami hakowymi.
Kotwy samowiertne stosuje się jednocześnie jako kotwy i jako jednorazowe narzędzie wiertnicze, które pozostawia się w wywierconym otworze. W celu wklejenia kotwi oraz osiągnięcia stabilności spękanego górotworu po fazie wiercenia następuje faza iniekcji środkiem chemicznym. Po wykonaniu tych zabiegów wzmacniających nie zaobserwowano pogłębiania się wzmożonego odziaływania górotworu na obudowę.
Kotwy samowiertne iniekcyjne zastosowano również do wzmocnienia na skrzyżowaniach wyrobisk w miejscach, w których ze względu na warunki nie można było zastosować kotew strunowych.
Skutecznym sposobem zahamowania zjawiska degradacji obudowy stalowej jest połączenie kilku metod wzmocnienia obudowy stalowej w efekcie czego powstaje bardzo mocny kompleks obudowy zespolonej dobrze związanej z górotworem.
Z uwagi na potrzebę zwiększenia gabarytów na skrzyżowaniu przekopu kołowego 933 C-1 z przekopem wschodnim 930 na poziomie III w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit podjęto decyzję o jego przebudowie. Wstępne założenia sposobu zabudowy skrzyżowania wraz z określeniem niezbędnych gabarytów ruchowych nakreśliły konieczność wykonania obudowy o szerokości do 9,2 m. W związku z tym, że wyrobisko przekroczyło 30 $m^2$ kopalnia zwróciła się do rzeczoznawcy ds. ruchu zakładu górniczego o opracowanie obudowy spełniającej nakreślone założenia.
Wykonanie skrzyżowania o znacznym otwarciu wymagało zaprojektowania odpowiedniej konstrukcji obudowy oraz wzmocnień, które będą w stanie zapewnić stateczność wyrobiska na długi okres czasu. Odpowiednie dobranie wymiarów obudowy, umożliwiło połączenie ze sobą wyrobisk wykonanych w obudowie stalowej o różnych wielkościach odrzwi oraz wyrobisk krzyżujących się pod różnymi kątami (Rys. 5).



Rys. 5. Obudowa skrzyżowania przekopu kołowego 933 C-1 z przekopem wschodnim 930 na poziomie III po przebudowie oraz wzmocnieniu kotwami, przed wykonaniem torkretu [24].

Fig. 5. Crossroads suport travel road 933 C-1 with east travel road 930 on level III after rebuilding and strengthening anchois, before shotcrete [24].



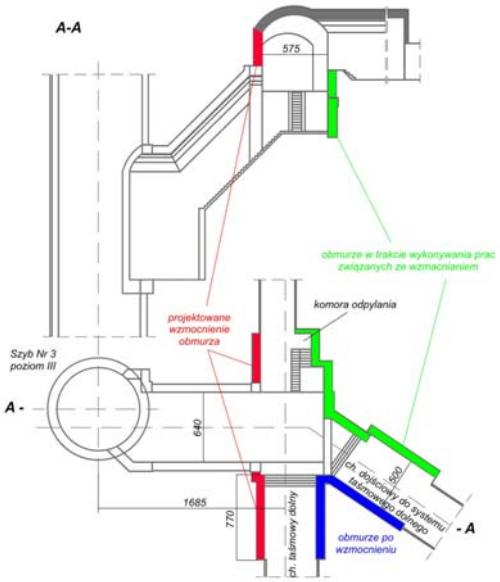
Rys. 6. Obudowa skrzyżowania przekopu kołowego 933 C-1 z przekopem wschodnim 930 na poziomie III po wykonaniu torkretu [24].

Fig. 6. Crossroads suport travel road 933 C-1 with east travel road 930 on level III after shotcrete [24].

W przypadku tej obudowy zespolonej zasadnicze obciążenia wywierane na obudowę przez górotwór, przenosi odpowiednio dobrany kształtownik stalowej obudowy łukowej ŁP dodatkowo wzmocniony kotwami strunowymi oraz zaprojektowaną obudową torkretową (Rys. 6). Taka konstrukcja zapewni możliwość długiego użytkowania wyrobiska bez konieczności wykonywania kolejnej przebudowy.

W KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit podejmowano również próby zastosowania kotwienia w celu wzmocnienia skał spągowych, które miało zapobiec wypiętrzeniu powodowanemu poprzez zwiększone ciśnienie statyczne, jak również spowodować wyhamowanie nagłego zruszenia, w przypadku wzrostu naprężeń wywołanych zjawiskami dynamicznymi. Podjęte działania poprawiły warunki utrzymywania wyrobiska i przedłużyły jego żywotność bez konieczności wykonania pobierki wypiętrzonych skał spągowych. Doświadczenia Kopalni wskazują,

że kotwienie jako środek zapobiegawczy jest skuteczne, przy zamocowaniu kotwi w nieruchomym, mocnym spągu zasadniczym.
Renowacja obmurza komory odmiarowej odstawy głównej przy szybie nr III na poz. 650 m. W celu poprawy warunków bezpieczeństwa, ograniczenia strefy rozluzowanego górotworu bezpośrednio oddziałującego na obudowę murową, powodując jej pęknięcia i możliwość utraty nośności muru, a co za tym idzie wystąpienia opadów muru do czynnej eksploatacyjnie przestrzeni roboczej komory odmiarowej, zastosowano metodę kotwienia. Technologia polegała „spięciu" obudowy z górotworem za pomocą kotew strunowych na ładunkach klejowych i wykonaniu renowacji obudowy murowej dostępnymi środkami budowlanymi (Rys. 7).




Rys. 7. Przekrój pionowy i rzut poziomy komory odmiarowej przy szybie III poz. III w miejscu prowadzonych prac renowacyjnych z zastosowaniem technik iniekcyjnych i kotwowych [9] .
Fig. 7. Vertical section and a horizontal measure chamber of shaft no. III, level III in place the renovation work carried and using injection techniques and anchor.

Przed przystąpieniem do renowacji wykonano wiele wierceń badawczych górotworu poza obmurzem obudowy w celu zapoznania się ze strukturą skał w otoczeniu wyrobiska, a następnie przystąpiono do scalania obudowy komory przesypowej z górotworem za pomocą kotwi strunowych o długości 6,0 m osadzanych na ładunkach klejowych (Rys. 8). W celu lepszej stabilizacji obudowy murowej zabudowano elementy konstrukcji stalowej łączące poszczególne kotwy w sztywny układ belki [9].
Następnie wypełniono stwierdzone szczelin pomiędzy górotworem a obudową murową poprzez zastosowanie środków chemicznych. Po tych zabiegach przystąpiono do renowacji obudowy murowej oraz zespolenie muru z górotworem poprzez wykonanie obudowy kotwowej, a następnie powłoki natryskowej z materiałów na bazie cementu w formie scalającej membrany.
Powyżej przedstawiono tylko przykładowe rozwiązania wykorzystania obudowy kotwiowej w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit. W latach 2010 – 2014 kopalnia wzmocniła ponad

16000 m bieżących obudowy podporowej wyrobisk korytarzowych poprzez wykonanie kotwienia.



Rys. 8. Komora odmiarowa na poz. III (650m) – widoczne wzmocnienie z zastosowaniem techniki kotwienia [9].

Fig. 8. Measure chamber on level III (650meters) – visible reinforcement anchoring technique.

## 3. PODSUMOWANIE

Właściwie zaprojektowane, przeprowadzone w odpowiednim czasie i we właściwym zakresie w danych warunkach geologiczno-górniczych prace prowadzone techniką kotwienia w bardzo dużym stopniu ograniczają, a często eliminują wystąpienie niebezpiecznych zdarzeń z udziałem ludzi. Należy zaznaczyć, że zastosowanie techniki kotwienia w otoczeniu wyrobisk górniczych w pełni potwierdziły ich skuteczność wzmacniania skał jako sposobu rozwiązania istniejących w kopalniach wielu problemów techniczno-ruchowych oraz proefektywnościowych.
Jak wskazują dotychczasowe doświadczenia w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit możliwe jest wykonywanie wyrobisk w samodzielnej obudowie kotwowej. Z powodu zróżnicowanej wytrzymałości skał stropowych należy jednak liczyć się z możliwością stosowania jej odcinkowo i w zależności od lokalnych warunków, drążeniem wyrobisk w obudowie mieszanej (podporowo-kotwowej) lub podporowej.

## LITERATURA:


[1] Chluba G., Matuszek J., Dragon T., Głuch P., 2001: Obudowa stalowo-kotwiowo-betonowa komory załadowczej urobku nad zbiornikiem wyrównawczym wykonana w warunkach KWK „Rydułtowy", Nowoczesne Technologie Górnicze, Gliwice-Ustroń.

[2] Daniłowicz R., 2005: Obudowa podporowo-kotwiowa odgałęzienia w kopalni „Janina". Wiadomości Górnicze, nr 4.

[3] Franek J., 2001: Oferta materiałowa „Fosroc Poland" w zakresie stabilizacji podziemnych wyrobisk zakładów górniczych. Nowoczesne Technologie Górnicze, Gliwice-Ustroń.

[4] Kammer W. 1994: Ausbauplanung für hochbeanspruchte Flözstercken. Glückauf 1994, nr 8.

[5] Kłeczek Z., Napieracz T., Trelenberg P., 2003: Wzmacnianie iniekcyjno-kotwiące górotworu jako metoda profilaktyki tąpań spągowych. Wiadomości Górnicze, nr 2.

[6] HILTI. Materiały reklamowe firmy.
[7] Maroszek Z., Siodłak Ł., 2013: Efekty wzmocnienia górotworu w rejonie skrzyżowań chdoników za pomocą kotwi linowych-iniekcyjnych w kopalni „Ziemowit". Budownictwo górnicze i tunelowe, nr 4.
[8] Niedbalski Z., Majcherczyk T., 2005: Badania nad zachowaniem się wyrobisk korytarzowych w obudowie podporowo-kotwiowej. Przegląd Górniczy, nr 11.
[9] Niełacny P., Siodłak Ł., 2010: Doświadczenia Kopalni Węgla Kamiennego „Ziemowit" w zabezpieczaniu wyrobisk wielkogabarytowych. Przegląd Górniczy, nr 1-2.
[10] Niełacny P., Setlak K., Siodłak Ł., 2009: Efekty wzmocnienia skrzyżowania chodników za pomocą kotew linowych w KWK „Ziemowit". Bezpieczeństwo pracy i ochrona środowiska w górnictwie, nr 2.
[11] Niełacny P., Setlak K., Siodłak Ł., 2007: Efekty wzmocnienia skrzyżowania chodników za pomocą kotew linowych w KWK „Ziemowit". Przegląd górniczy, nr 12.
[12] Piechota St., Stopyra M., Stasica J., 2002: Wpływ konstrukcji żerdzi kotwi wklejanej na efektywność jej utwierdzenia. Przegląd Górniczy, nr 7-8.
[13] Rak Z., Siodlak Ł, Stasica J., 2007: Możliwości wzmocnienia obudowy podporowej wyrobisk korytarzowych z wykorzystaniem torkretowania. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, nr 5.
[14] Rak Z, Stasica J., 2006: Kotew strunowa jako element obudowy wyrobisk korytarzowych w polskich kopalniach węgla kamiennego. Przegląd Górniczy, nr 9.
[15] Rak Z., Stasica J., Siodłak Ł., 2007: Możliwości i zakres stosowania betonu natryskowego. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, nr 12.
[16] Rak Z., Stasica J., Stopyra M. 1996: Technologia wzmacniającego kotwienia górotworu z wykorzystaniem lin w kopalniach węgla kamiennego. Wiadomości Górnicze, nr 12.
[17] Rataj M. 2000: Kierunki rozwoju obudowy kotwiowej w australijskim górnictwie węglowym. Przegląd Górniczy, nr 10.
[18] Richter A. 2007: Nowe osiągnięcia niemieckiego górnictwa węgla kamiennego w zakresie kotwienia iniekcyjnego i konsolidacji gruntu. Międzynarodowa Konferencja Naukowo-Szkoleniowa: Systemy obudowy wyrobisk korytarzowych dla zabezpieczenia stateczności i poprawy bezpieczeństwa pracy. Ustroń.
[19] Stillborg B., 1994: Professionals Users Handbook for Rock Bolting. Lulea.
[20] Stopyra M., Stasica J., Rak Z., 2004: Rozwój obudowy kotwiowej jako istotny element obniżenia kosztów w kopalniach węgla kamiennego. II Ukraińsko-Polskie Forum Górnicze - Jałta.
[21] Stryczek S., Jurczak-Pawlicka K., 2006: Wpływ struktury ośrodka gruntowego na strefę rozpływu zaczynu uszczelniającego w procesie iniekcji otworowej. Technologie iniekcyjne na każdy grunt. Nowoczesne Budownictwo Inżynieryjne. Kraków.
[22] Windak J., 1973: 1462 m chodnika z obudową kotwiową w kopalni Ziemowit w ciągu miesiąca. Wiadomości górnicze, nr 6.
[23] Wojtusiak A., 2001: Zastosowanie kotwi iniekcyjnych do fundamentów odrywanych od podłoża skalnego. Nowoczesne Technologie Górnicze, Gliwice-Ustroń.
[24] Materiały KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit.

EXPERIENCE OF ROOFBOLTING IN COAL MINE PIAST-ZIEMOWIT PART ZIEMOWIT

ABSTRACT:
The article resetting historical overview of the use of the housing bolting in coal mine Piast-Ziemowit Part Ziemowit, describes the most common types of anchor systems and stages of design roof bolting. We present a different experience from the use of anchor rope, rope-injection and selfdrilling-injection.

KEY WORDS: Broadway crossing, roof bolting, roff protection, rope bolts




# SZKOŁA EKPLOATACJI PODZIEMNEJ

**luty 2017**

# Metody utrzymywania wyrobisk pionowych na przykładzie szybu VII Polskiej Grupy Górniczej Sp. z o.o. Oddziału KWK ROW Ruchu Chwałowice.

**Mieczysław Wojtyński**
**Bogdan Skłodowski**
**Arkadiusz Kowal**
***Polska Grupa Górnicza Sp. z o.o. Oddział KWK ROW Ruch Chwałowice.***

**Bohdan Wilczok**
***Specjalistyczny Urząd Górniczy.***



**Luty 2017**

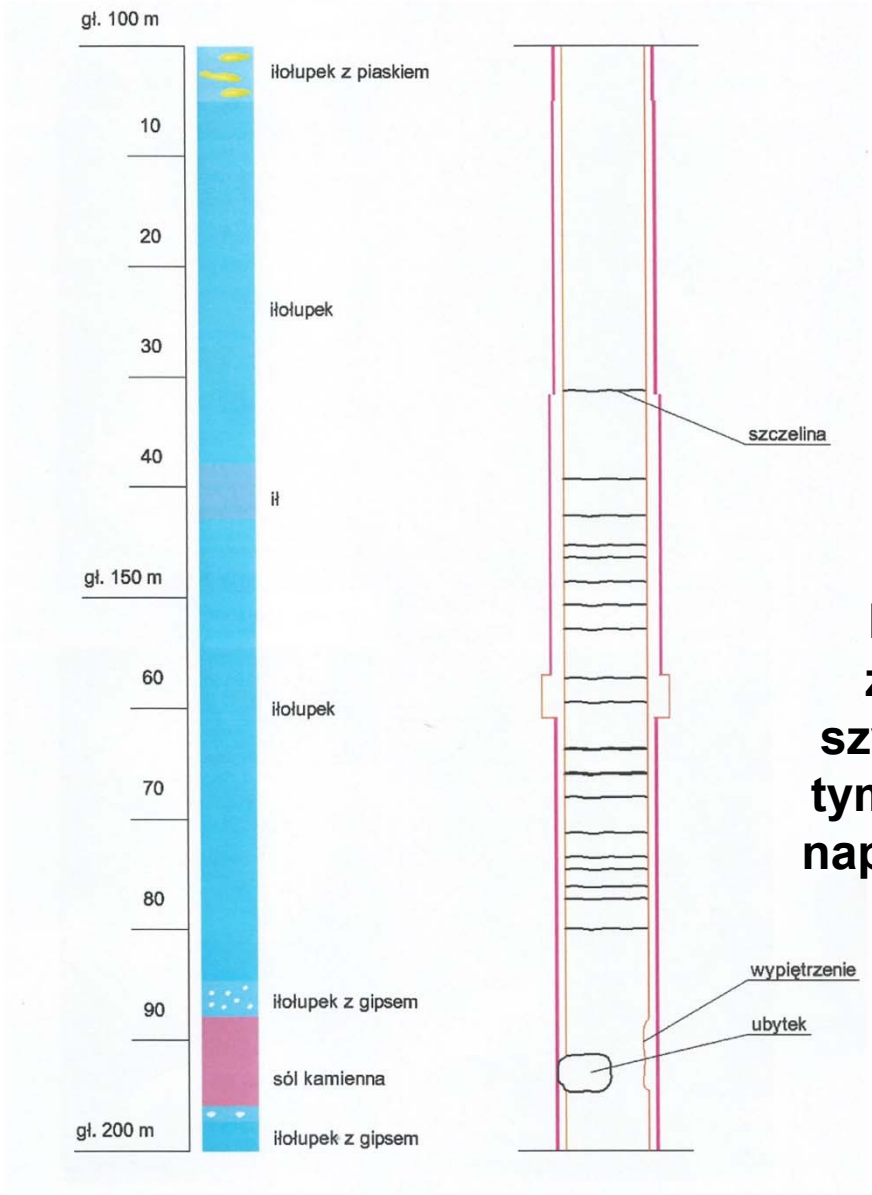
## Szyb VII

- wybudowany w latach 1982 ÷ 1987,
- funkcja – szyb wentylacyjny,
- średnica szybu - 7,5m (poza odcinkiem wzmocnionym obudową tubingową, gdzie średnica wynosi 7,0m),
- głębokość - 543,25m,
- wyposażenie - dwa wyciągi: kubłowy i awaryjny,
- wloty szybowe:
  - wlot szybowy jednostronny – na głębokości 344,10m,
  - wlot dwustronny: poziom 390m – na głębokości 383,64m (jednostronnie zatamowany), poziom 550m na głębokości 535,30m (zatamowany),
  - wlot dwustronnej lunety wentylacyjnej – na głębokości 502,20m (zatamowane),

Szyb VII poniżej poz. 390m zalany jest wodą z naturalnym wypływem do wyrobisk.

Jako obudowę ostateczną zastosowano obudowę betonową, a na odcinku mrożeniowym jako dwuwarstwową z paneli żelbetowych oraz betonu.

# Przekrój geologiczny odcinka szybu wraz z schematem uszkodzeń obudowy (rysunek z opracowania GIG)




**W związku z zaistniałym zdarzeniem losowym wstrzymano prace związane z likwidacją istniejącego wyposażenia szybu do czasu przeprowadzenia kolejno: tymczasowego zabezpieczenia uszkodzeń, naprawy i wzmocnienia obudowy szybu VII.**

**1.** pięć obwodowych rzędów kotew wklejanych typu GSI (R51N). Kotwy o długości 8 m, w liczbie 14 sztuk w każdym kręgu, zostały zabudowane na głębokościach: 130,0 m, 139,30 m, 148,1 m, 161,7 m, 181,7 m.

**2.** na odcinku od gł. 130,0 m do 163,5 m szczeliny w obudowie zabezpieczono za pomocą zakotwionych do obudowy siatek stalowych o oczkach 50 mm na 50 mm, mocowanych do obudowy za pomocą kotew szybowych W1-320 lub pojedynczych pierścieni stalowych wykonanych z ceownika 300mm.

# SPOSOBY ZABEZPIECZENIA USZKODZONEJ OBUDOWY SZYBU VII

**3.** Odcinek od głębokości 186,3 m do głębokości 196,45 m zabezpieczono za pomocą pierścieni stalowych z ceownika 300mm. Pierścienie, składały się z 9-ciu elementów, połączonych ze sobą w poziomie i pionie poprzez skręcenie śrubami M16. Pierścienie zamocowane były do obudowy szybu za pomocą kotew W1-320.

POLSKA GRUPA GÓRNICZA

# 1. Kotew wklejana typu GSI (R51N) zabudowana w szybie VII.



POLSKA GRUPA GÓRNICZA

# 2a. Zabezpieczenie obudowy za pomocą siatki stalowej .



POLSKA GRUPA GÓRNICZA

## 2b. Pierścienie stalowe z ceownika 300mm, wraz z łączącymi je pionowymi słupami.



POLSKA GRUPA GÓRNICZA

# 3. Pierścienie stalowe z ceownika 300mm



POLSKA GRUPA GÓRNICZA

# MONITORING STANU OBUDOWY SZYBU VII

**Na pęknięciach oraz szczelinach w obudowie ostatecznej założono 32 plomby szklane na głębokości od 122m do 148m.**

**Zabudowano 12 czujników monitorujących występowanie przemieszczeń sąsiednich odcinków obudowy szybowej, na głębokościach od 132,5m do 179,5m.**

POLSKA GRUPA GÓRNICZA

# Plomba szklana zabudowana na szczelinie.

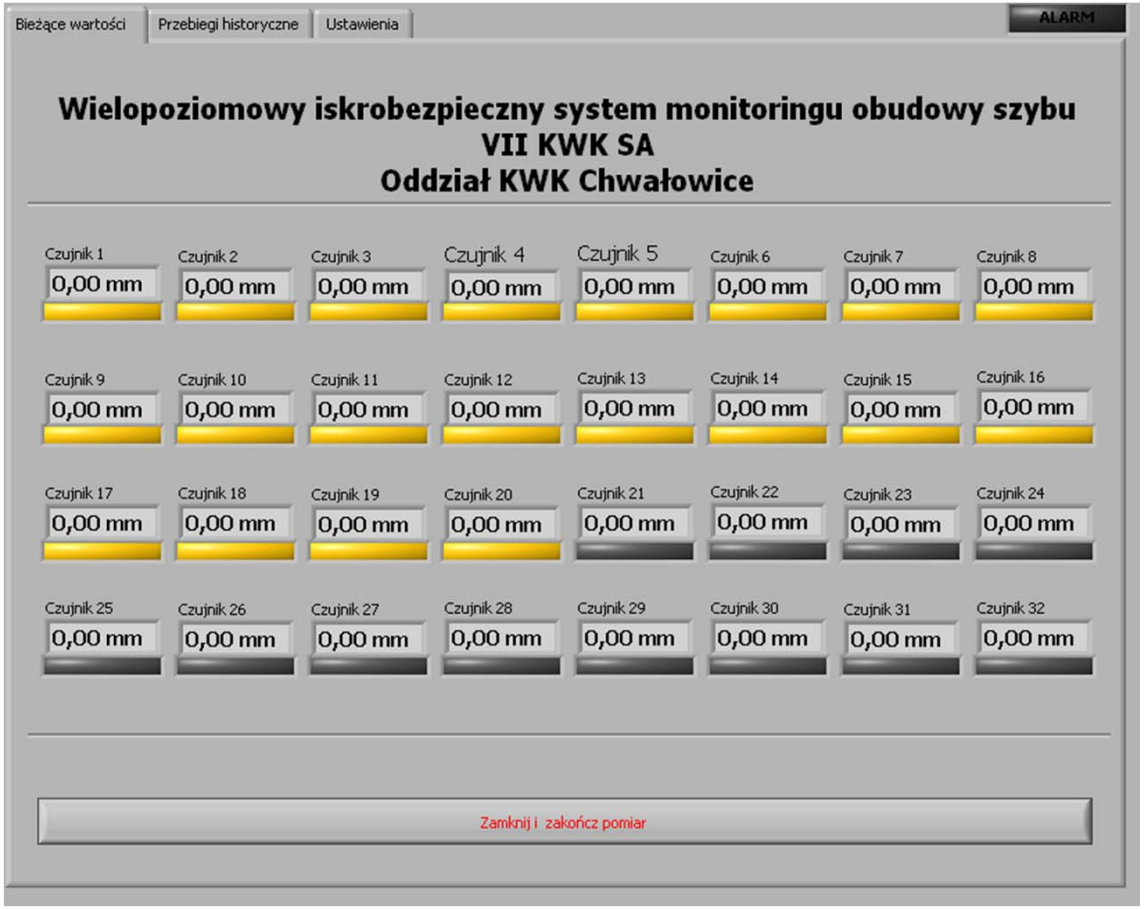


POLSKA GRUPA GÓRNICZA

# Czujnik monitoringu przemieszczenia obudowy.



# Okno główne rejestratora (instrukcja obsługi IO/01/2012)




**Na pulpicie (monitorze) zabudowanym w maszynowni wentylatorów głównego przewietrzania przy szybie VII, wyświetlane były wartości pomiarowe na wszystkich aktywnych czujnikach. Informacje o przekroczeniu progu alarmowego czujników przekazywane były również do maszyny wyciągowej wyciągu kubłowego i dyspozytora metanometrii jako alarm.**

POLSKA GRUPA GÓRNICZA

# ZASTOSOWANE SPOSOBY NAPRAWY I WZMOCNIENIA OBUDOWY SZYBU VII.

**Etap I**

zlikwidowanie potencjalnego zagrożenia przenikania wody z warstw zawodnionych zalegających na gł. od ok. 87m do158m do warstw znajdujących się poniżej głębokości 158m, a zwłaszcza do warstwy soli.

**Etap 2**

zasadnicza naprawa obudowy szybu

POLSKA GRUPA GÓRNICZA

**Etap I**

zlikwidowanie potencjalnego zagrożenia przenikania wody z warstw zawodnionych zalegających na gł. od ok. 87m do158m do warstw znajdujących się poniżej głębokości 158m, a zwłaszcza do warstwy soli.

- iniekcja odcinająca dopływ wody za obudową szybową na głębokości 111,50 m oraz 113,5m,
- iniekcja uszczelniająca i wzmacniająca górotwór w rejonie:
  a) kotew GSI zabudowanych na głębokościach: 130,00m , 139,30m, 148,10m,
  b) istniejącej stopy szybowej na głębokości 160,85m,
  c) projektowanych stóp szybowych na głębokościach: 184,00m, oraz 204,00m.
- wypełnienie pustek za obudową w warstwie soli na głębokości od ok. 189,30m do 198,10 m.
- iniekcyjne wypełnienie szczelin w ostatecznej obudowie betonowej na odcinku od gł. 105,00m do 161,00m.

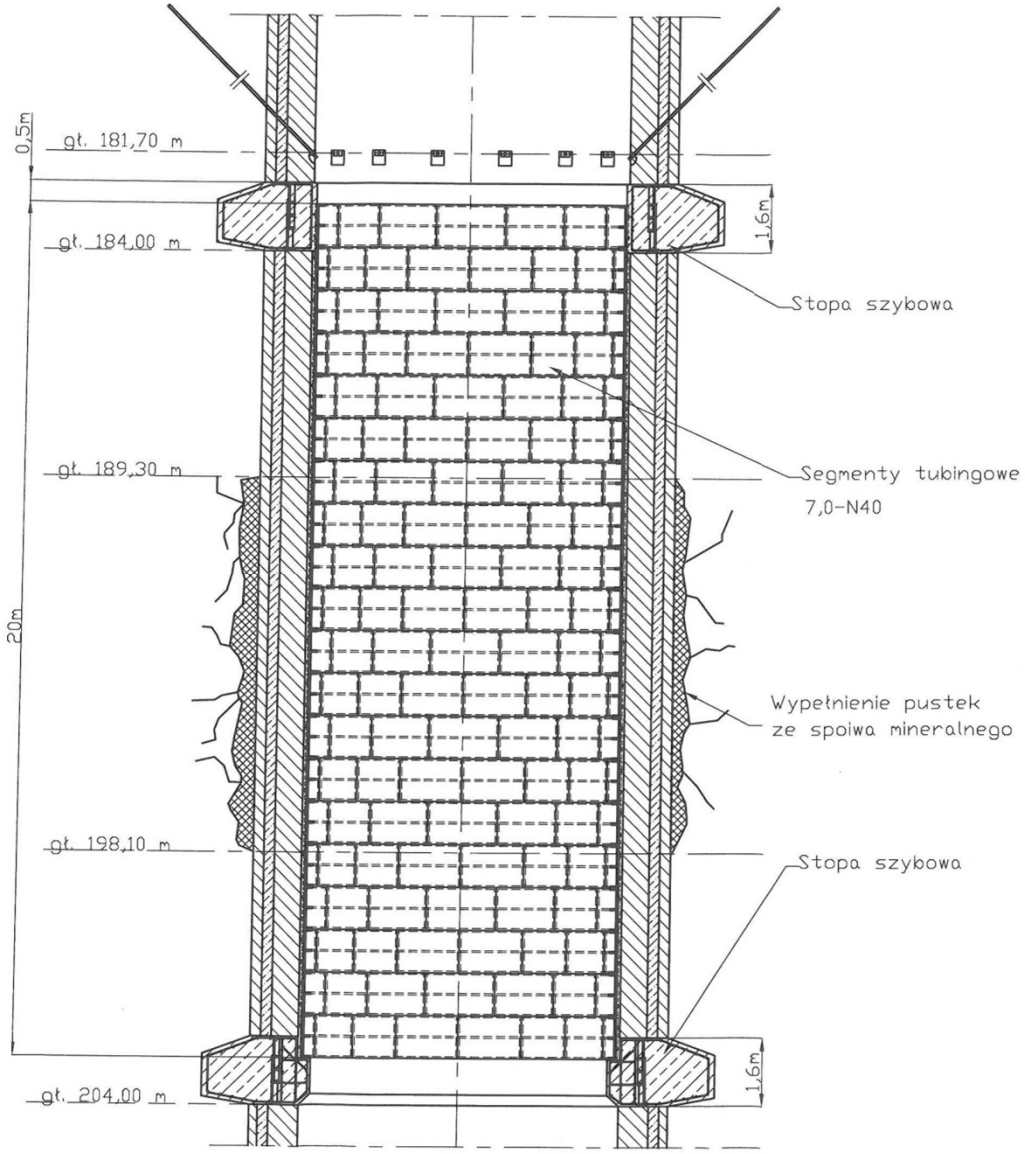
POLSKA GRUPA GÓRNICZA

**Etap II**
**zasadnicza naprawa obudowy szybu**

- wykonanie stopy szybowej na głębokości około 204,0m
- montaż obudowy tubingowej na odcinku pomiędzy stopami szybowymi na głębokości 204,0m i 184,0m wraz z doszczelniającą iniekcją pustek za obudową
- wykonanie stopy szybowej na głębokości około 184,0m
- wykonanie iniekcji doszczelniających stopy szybowe na głębokości 184,0m oraz 204,0m,
- wzmocnienie uszkodzonej obudowy betonowej poprzez wykonanie wymurowania w miejscu występowania szczelin oraz iniekcyjnym wypełnieniu pęknięć obudowy na odcinku od 148,0m do 182,4m
- bieżący demontaż stalowych pierścieni zabezpieczających

POLSKA GRUPA GÓRNICZA

# Schemat odcinka szybu w miejscu zabudowy stóp podporowych i obudowy tubingowej (rysunek z opracowania GIG nr 581 06663-153)



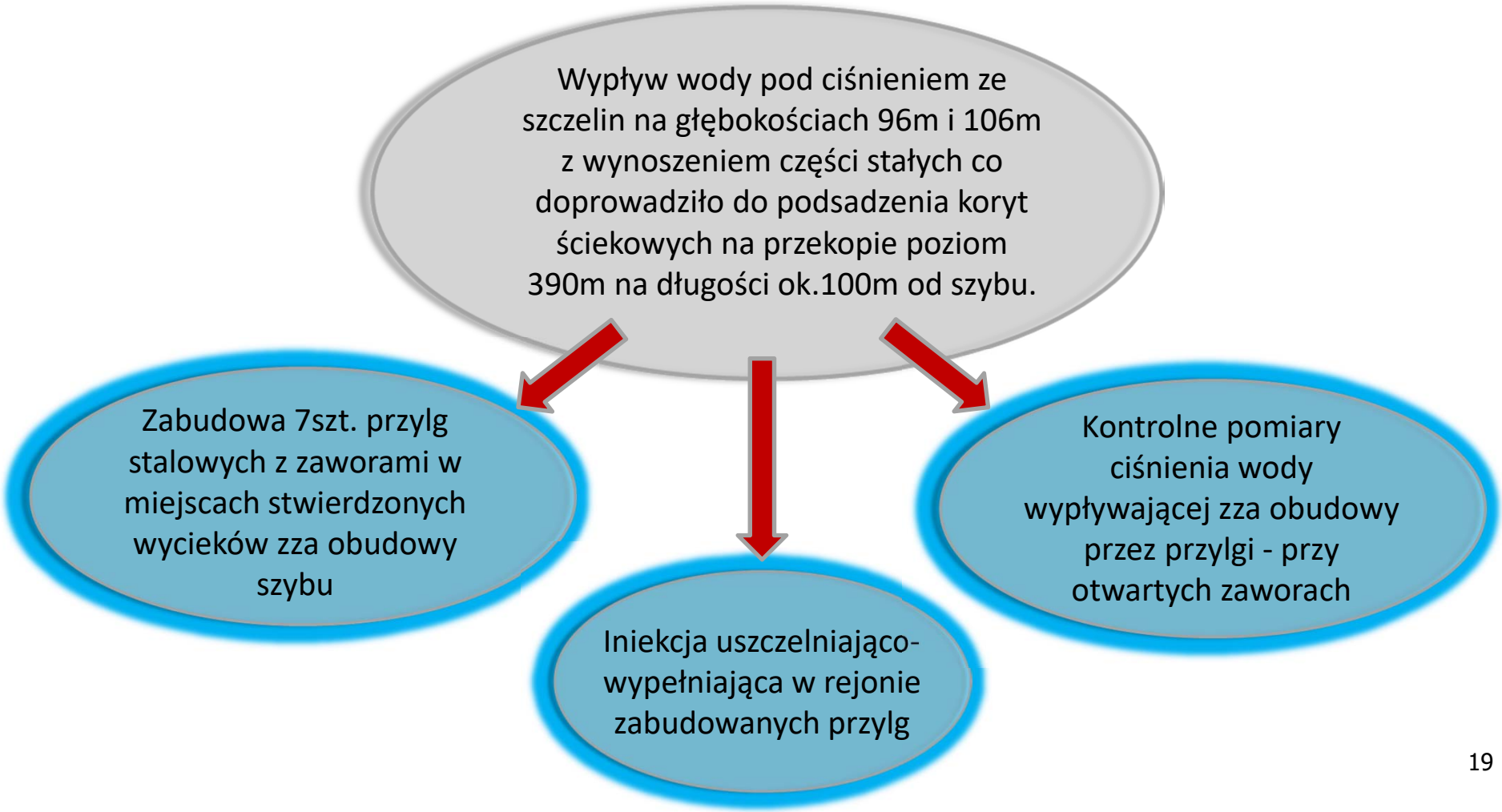
POLSKA GRUPA GÓRNICZA

# Tubingi zabudowane w szybie VII.



POLSKA GRUPA GÓRNICZA

# ZJAWISKA WYNIKŁE PODCZAS WYKONYWANIA ZABEZPIECZENIA, NAPRAWY I WZMOCNIENIA OBUDOWY SZYBU VII



POLSKA GRUPA GÓRNICZA

# Przylga z zabudowanym zaworem kulowym.





POLSKA GRUPA GÓRNICZA

## OCENA STANU TECHNICZNEGO OBUDOWY PO ROBOTACH WZMACNIAJĄCYCH.

1. Na odcinku od zrębu do głębokości 150m oraz od głębokości 181m do 390m obudowa szybu znajduje się w dobrym stanie technicznym.
2. Na zabezpieczonym pierścieniami stalowymi odcinku szybu od głębokości 150m do głębokości 181m zachowana jest stateczność w stopniu umożliwiającym bezpieczne wykonywanie dalszych robót naprawczych.
3. Obudowa betonowa szybu na odcinku od zrębu do głębokości 181m oraz od głębokości 202m do 390m spełnia wszystkie kryteria oceny stanu bezpieczeństwa.
4. Obudowa tubingowa wraz ze stopami szybowymi znajduje się w bardzo dobrym stanie technicznym.
5. Ze względu na niewystarczającą bazę porównawczą dla określenia czy obserwowane w szybie warunki hydrogeologiczne uległy stabilizacji i w jakim przedziale te warunki mogą ulegać okresowym wahaniom w zależności od pory roku, konieczne jest przeprowadzenie rzetelnej ekspertyzy hydrogeologicznej.

POLSKA GRUPA GÓRNICZA

## OCENA ZAGROŻENIA WODNEGO WRAZ Z KONCEPCJĄ DALSZEGO POSTĘPOWANIA W CELU OGRANICZENIA TEGO ZAGROŻENIA.

W wyniku wykonanych robót naprawczo - zabezpieczających w latach 2012 – 2015 nastąpiło uspokojenie się przemieszczania mas skalnych w górotworze i częściowa odbudowa horyzontów wodnych w otoczeniu szybu. Jednakże z uwagi na zmierzoną wielkość ciśnienia wody na głębokości 96 m i 106 m oraz występowanie piasków na tych głębokościach konieczne jest podjęcie dalszych działań, mających na celu wyeliminowanie potencjalnego zagrożenia spowodowanego zwiększonym dopływem wody z materiałem skalnym w przypadku uszkodzeń obudowy szybu.

POLSKA GRUPA GÓRNICZA

# OCENA ZAGROŻENIA WODNEGO WRAZ Z KONCEPCJĄ DALSZEGO POSTĘPOWANIA W CELU OGRANICZENIA TEGO ZAGROŻENIA.

**Koncepcja dalszego postępowania dotycząca obudowy szybu VII:**

- dla potrzeb monitorowania stanu technicznego i deformacji obudowy szybu zaleca się wykorzystać rysy w obudowie (na odcinku od głębokości 96 m do około 150 m) przez zabudowanie plomb kontrolnych (np. szklanych) na wybranych rysach w obudowie.
- na odcinku obudowy szybu od głębokości ok. 80 m ÷ 110 m należy wykonać zabezpieczenie obudowy szybu, które powinno wyeliminować zagrożenie zwiększonym dopływem wody z materiałem skalnym, w przypadku uszkodzeń obudowy szybu.
- zalecane zabezpieczenie obudowy szybu na odcinku od głębokości ok. 80 m ÷ 110 m, należy poprzedzić wykonaniem badania wytrzymałości obudowy i oceną stanu technicznego obudowy na tym odcinku szybu z uwzględnieniem zmierzonego ciśnienia wody.
- do czasu wykonania w/w zabezpieczenia zaleca się wykonanie iniekcji doszczelniającej, na głębokości od 150 do 180 m w miejscach wycieków będących produktem korozji chemicznej materiałów zastosowanych do naprawy obudowy szybu.

POLSKA GRUPA GÓRNICZA

# WNIOSKI:

- Współpraca kopalni z jednostkami naukowymi oraz nadzór i kontrola ze strony nadzoru górniczego, pozwoliły na zabezpieczenie uszkodzonej obudowy, a w efekcie na osiągnięcie stateczności obudowy umożliwiającej bezpieczną kontynuację prac naprawczych.

- Wykonywanie kontroli stanu technicznego obudowy szybowej poprzez stosowanie np. filmowania lub skaningu należy traktować jako metody dodatkowe lub uzupełniające gdyż nie zawsze oddają rzeczywisty obraz sytuacji w szybie i nie zastąpią pod kątem skuteczności, kontroli obudowy szybowej wykonywanej bezpośrednio przez człowieka.

- Biorąc pod uwagę możliwość wystąpienia w szybie nie wyposażonym w stacjonarny górniczy wyciąg szybowy sytuacji awaryjnej, zasadnym jest przystosowywanie szybów do zastosowania urządzeń umożliwiających niezwłoczną interwencję np. opartych na przewoźnych wyciągach szybowych z klatką rewizyjno-naprawczą. Klatka rewizyjno-naprawcza pozwala na przeprowadzanie doraźnej kontroli, badań obudowy szybu czy drobnych napraw obudowy, tj. podjęcia działań, niezbędnych do utrzymania stateczności obudowy szybu i jego bezpiecznej eksploatacji.


POLSKA GRUPA
GÓRNICZA
Dziękujemy za uwagę

# Dobór aktywnej i pasywnej profilaktyki tąpaniowej na podstawie monitoringu stanu zagrożenia tąpaniami w pokładzie 503 KWK „Bobrek-Piekary”

A. Malesza, A. Pierzyna, W. Tetla
*Węglokoks Kraj Sp. z o.o.*

STRESZCZENIE: Kopalnia prowadzi eksploatację pokładu 503 w Polu Północnym od grudnia 2005 roku. Roboty górnicze w tym rejonie są silnie skrępowane niewielkim obszarem górniczym, względami ochrony powierzchni oraz skomplikowanymi warunkami geologiczno-górniczymi, w tym sąsiedztwem dna Niecki Bytomskiej. Eksploatacja pokładu 503 prowadzona jest w warunkach silnego zagrożenia tąpaniami objawiającego się wysoką aktywnością sejsmologiczną, dużą ilością wstrząsów wysokoenergetycznych, w tym regionalnych o energiach rzędu $10^8$-$10^9$ J. Zastosowanie nowych metod geofizycznych, których wyniki wykorzystano do określania stref i obszarów szczególnie zagrożonych tąpaniami, skorelowanie tych obszarów o dużej koncentracji naprężeń występujących w górotworze i skałach otaczających z wykonywaną profilaktyką pozwoliło uzyskać dużą skuteczność wykonywanych działań. Kopalnia wykorzystując szeroko zakrojony monitoring stanu zagrożenia oraz doświadczenie uzyskane podczas prowadzenia tej eksploatacji wprowadziła szereg rozwiązań organizacyjno-technicznych oraz zasad prowadzenia profilaktyki aktywnej i pasywnej, pozwalających na dalszą bezpieczną eksploatację tego pokładu i sąsiedniego pokładu 504. Aktualnie prowadzone są roboty górnicze w ścianach: 5 i 6 kończące tym samym eksploatacje pokładu 503 w tym rejonie.

SŁOWA KLUCZOWE: Tąpania – aktywna i pasywna profilaktyka tąpaniowa – wstrząsy górnicze – rozkład współczynnika Gutenberga-Richtera – anomalia sejsmiczna Gutenberga-Richtera

## 1. WARUNKI GÓRNICZO-GEOLOGICZNE POLA PÓŁNOCNEGO

KWK ”Bobrek-Piekary” jest kopalnią o długiej tradycji górniczej. Głównym polem eksploatacyjnym w obecnym obszarze górniczym Kopalni jest „Pole Północne” dawnej KWK ”Bobrek” (dzisiaj ruchu „Bobrek”), które objęte było, począwszy od II połowy XIX wieku, eksploatacją rud cynku i ołowiu, zakończoną w 1960 roku. Węgiel wydobywa się tu od początku XX wieku. Geologicznie Pole Północne leży w Niecce Bytomskiej, w której warstwy karbońskie zapadają łagodnie z północy i zachodu do środka niecki; od południa Niecka Bytomska ograniczona jest gwałtownie schodzącym do jej dna skłonem Kopuły Zabrzańskiej; oś niecki przebiega w przybliżeniu w kierunku WE. W Polu Północnym istnieją dwie zasadnicze strefy uskokowe, obydwie o przebiegu NNE-SSW. Jedna z tych stref przechodzi z obszaru dawnej kopalni „Powstańców Śląskich” i wygasa w środku pola (zrzut do 7 m) . Strefa uskokowa podzieliła pole w pokładach 509 i 510 na dwa skrzydła eksploatacyjne:
- wschodnie (ściany wybierano z północy na południe),
- zachodnie (ściany wybierano generalnie ze wschodu na zachód).

Podział ten był konsekwencją tąpnięć i silnego zagrożenia pożarowego przy prowadzeniu robót górniczych w sąsiedztwie uskoków (pokład 507 i warstwa górna pokładu 509).
Druga strefa uskokowa przechodzi z obszaru ruchu „Centrum", zrzuca warstwy w kierunku SE o 1-4 m i wygasa w filarze ochronnym szybów głównych „Józef" i „Bolesław".
Początki eksploatacji węglowej w Polu Północnym datują się od 1902 r., w zróżnicowanym zakresie do 1968 r. wybrano 12 pokładów grupy rudzkiej o sumarycznej grubości do 15 m. Pokłady warstw siodłowych rozpoczęto eksploatować w 1968 r., zaczynając od pokładu 501. Jednak po tąpnięciu w 1968 r. odstąpiono od jego dalszej eksploatacji do czasu odprężającego wybrania pokładów 418 i 419. W 1978 r. wybieranie pokładu 501 podjęto ponownie. Następnie, zostawiając pokłady 503 i 504, podjęto eksploatację pokładów dolnosiodłowych 507, 509 i 510, jako odprężających dla górnych pokładów 503 i 504. W momencie rozpoczęcia eksploatacji w Polu Północnym, w latach siedemdziesiątych i osiemdziesiątych XX w., narastał bagaż niekorzystnych decyzji administracyjnych i górniczych dotyczących eksploatacji pod miastem Bytom, które niekorzystnie wpłynęły na stan zagrożenia tąpaniami. Efektem ww. decyzji była olbrzymia dysproporcja grubości wyeksploatowanych pokładów w rejonach przygranicznych z KWK „Powstańców Śląskich" od północy i KWK „Centrum" od wschodu dochodząca nawet do 30 m. Eksploatacja kopalń sąsiednich wytworzyła szereg krawędzi eksploatacji o anomalnych strefach naprężeń, przebiegających równolegle do granic. Kopalnia „Bobrek" - wtedy jeszcze oddzielna - zapłaciła wysoką cenę za opóźnienie eksploatacji Pola Północnego w stosunku do eksploatacji kopalń sąsiednich. Złoże pokładów grupy siodłowej w Polu Północnym stało się sterczącą samotnie w górotworze wyspą, podtrzymującą zwisające nad nią niezawalone sklepienie. Musiały, zatem wystąpić w tym ograniczonym górotworze naprężenia, które spowodowały wystąpienie wysokoenergetycznych wstrząsów, z których część była bezpośrednią przyczyną tąpnięć w pokładach 507, 509 i 510. W latach 1981-1994, w obszarze eksploatacyjnym Pola Północnego, wystąpiło 30 tąpnięć, które uszkodziły 3609 m wyrobisk. Eksploatacja pokładów 507, 509 i 510 jest zakończona. W grudniu 2005 roku rozpoczęto eksploatację pokładu 503 ścianą 1. Pokład 503 zaliczony jest do III stopnia zagrożenia tąpaniami. Parcele ścian: 1,2,3 zlokalizowane były we wschodniej części Pola Północnego. Pokład 503 w analizowanym rejonie zalegał na głębokości od 640 m na północy do 760 m na południu. Jego grubość wahała się od 0,6 m do 3,8 m. Nachylenie pokładu wynosiło od 0º (w dnie Niecki) do 12° (w rejonie przecinek ścianowych). Pokład zapada w kierunku południowym i południowowschodnim. W części południowej (poza polem eksploatacji), w pasie przyległym szybów głównych i wentylacyjnych, pokład ma rozciągłość równoleżnikową, zapada na północ, tj. do dna Niecki, pod kątem do 50°; jest to tzw. Skłon Kopuły Zabrzańskiej. Eksploatację pokładu 503 ścianą 3 rozpoczęto w kwietniu 2009 r. w obrysie eksploatacji pokładów 418, 419, 507, 509 warstwy górnej i 509 warstwy dolnej. Z uwagi na zmienne warunki geologiczno-górnicze, prognozy zagrożenia tąpaniami oraz doświadczenia uzyskane podczas prowadzenia eksploatacji pokładu 503 ścianami 1 i 2 ustalono, że eksploatacja ściany 3 odbywała się z podziałem na 3 Fazy:

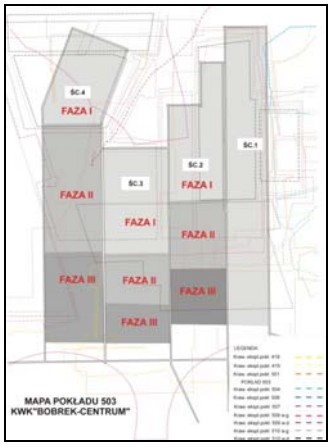
- FAZA I od uruchomienia do zbliżenia się frontu ściany do krawędzi pokładu 509 warstwa górna (km. 555),
- FAZA II od krawędzi pokładu 509 warstwa górna do 200 m przed linią zakończenia,
- FAZA III końcowe 200 m wybiegu.

W końcowej fazie eksploatacji ściana 3 przechodziła przez oś Niecki Bytomskiej zaznaczającą się w pokładzie 510 i zbliżała się do filarów szybów głównych i szybu „Zbigniew". Bezpośrednio nad pokładem 503 oraz pod pokładem 503 w odległościach: 27 m i 57 m (licząc do

środka warstwy wstrząsogennej) zalegały pakiety mocnych i zwięzłych skał (piaskowce i łupki piaszczyste z niewielkimi przerostami łupków ilastych).

## 2. KSZTAŁTOWANIE SIĘ STANU ZAGROŻENIA TĄPANIAMI PODCZAS EKSPLOATACJI POKŁADU 503 W POLU PÓŁNOCNYM.

Od początku eksploatacji pokładu 503 występowała stosunkowo wysoka aktywność sejsmologiczna. Wyrażała się ona dużą ilością wstrząsów, wśród których sporo było zjawisk wysokoenergetycznych. Łącznie od rozpoczęcia prowadzenia robót w pokładzie 503 wystąpiło 9022 wstrząsów o energiach rzędu $10^2 – 10^9$ J w tym: 3674 wstrząsów o energii rzędu $10^2$ J, 3706 o energii rzędu $10^3$ J, 1381 o energii rzędu $10^4$ J, 231 o energii rzędu $10^5$ J, 24 o energii rzędu $10^6$ J, 3 o energii rzędu $10^7$ J, 2 o energii rzędu $10^8$ J i 1 o energii $1\times10^9$ J. Aktywność sejsmiczna towarzyszyła zarówno robotom przygotowawczym, jak i eksploatacyjnym. W trakcie prowadzenia robót przygotowawczych wystąpiło 5 wstrząsów wysokoenergetycznych o energii rzędu $10^5$ J. Wysokoenergetyczne wstrząsy spowodowane eksploatacją lokalizowały się głównie przed frontem wyrobisk ścianowych. Spora część wstrząsów wystąpiła także poza polem ścian w rejonach występowania krawędzi eksploatacyjnych pokładów sąsiednich. Wstrząsy występujące za frontem ściany były w zdecydowanej mniejszości.




Rys. 1. Mapa ścian 1,2,3 i 4 w pokładzie 503 - podział na Fazy

Kształtowanie się stanu zagrożenia tąpaniami podczas eksploatacji pokładu 503 najlepiej można przedstawić omawiając szczegółowo monitoring sejsmologiczny oraz zastosowaną aktywną i pasywną profilaktykę prowadzoną podczas wybierania ściany 3.

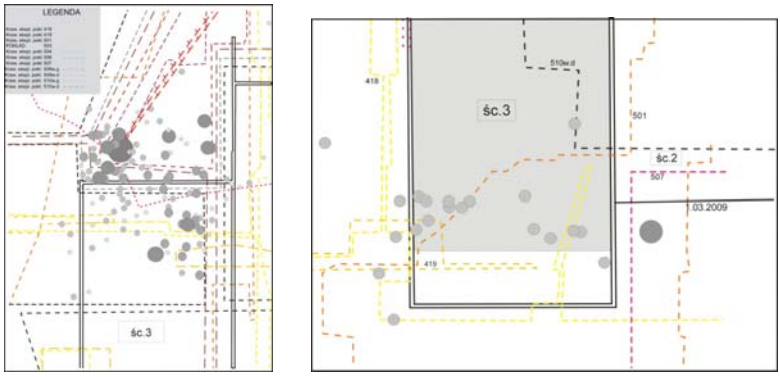
### 2.1. *Aktywność sejsmologiczna rejestrowana podczas eksploatacji pokładu 503 ścianą 3.*

Podczas eksploatacji pokładu 503 ścianą 3 zarejestrowano łącznie 3 031 wstrząsów górotworu o energiach rzędu $10^2 – 10^8$ J w tym: 1356 wstrząsów o energii rzędu $10^2$ J, 1069 o energii rzędu $10^3$ J, 492 o energii rzędu $10^4$ J, 98 o energii rzędu $10^5$ J, 13 o energii rzędu $10^6$ J, 2 o energii rzędu $10^7$ J i 1 o energii $8\cdot10^8$ J. Sejsmiczność ściany 3 w pokładzie 503 można było podzielić na trzy fazy:

- Faza I od 29.04.2009 do 23.11.2009 r.: 382 wstrząsy, w tym o $E = 4\cdot10^7$ J, (20.05.2010),

- Faza II od 24.11.2009 do 28.02.2010 r.: 1 310 wstrząsów, w tym o $E = 8 \cdot 10^8$ J (16.12.2010) oraz o $E = 1 \cdot 10^7$ J (05.02.2010),
- Faza III od 01.03.2010 do 30.06.2010 r.: 1 252 wstrząsy, w tym o $E = 8 \cdot 10^6$ J (02.03.2010) oraz o $E = 9 \cdot 10^6$ J (11.03.2010).

Po raz pierwszy zwiększona aktywność towarzyszyła okresowi rozruchu, który odbywał się w sąsiedztwie obszaru resztkowego zdolnego do kumulowania energii i generowania wysokoenergetycznych wstrząsów oraz w rejonie oddziaływania szeregu równoległych krawędzi eksploatacji w pokładach dolnosiodłowych (rys.2). Kolejny wzrost aktywności zarejestrowano, gdy front ściany stopniowo wychodził z obszaru wybrania pokładów 509 i 510, tj. przechodził nad krawędziami pokładu 510 oraz zbliżał się do krawędzi pokładów 509. Rejestrowano w tym okresie szereg wstrząsów o energiach rzędu $10^5$ J, sporadycznie $10^6$ J. Pod koniec 2009 r. zarejestrowano znaczny wzrost aktywności sejsmicznej spowodowany zbliżaniem się frontu ścianowego do osi Niecki Bytomskiej i stopniowym wychodzeniem z obszaru wyeksploatowanej warstwy dolnej pokładu 510 (rys 3). W grudniu 2009 r. zarejestrowano 253 wstrząsy górotworu w tym: 63 o energii rzędu $10^4$ J, 18 o energii rzędu $10^5$ J, 2 o energii rzędu $10^6$ J. Większość ognisk wstrząsów lokalizowała się za frontem ściany (w rejonie krawędzi pokładu 510 w.d.) i na zachód od dowierzchni 4 badawczej (w rejonie krawędzi pokładu 510 w.d. i resztek pokładów 419 i 507). Wstrząsy te, pomimo wysokich energii sejsmicznych, nie spowodowały jakichkolwiek widocznych skutków w wyrobiskach górniczych i występowały generalnie podczas prowadzenia urabiania w ścianie 3. Przez załogę odczuwane były przede wszystkim, jako zjawiska akustyczne, sporadycznie również, jako drgania górotworu.




Rys. 2 i 3. Mapy wstrząsów wysokoenergetycznych: początek eksploatacji pokładu 503 ścianą 3 oraz koniec eksploatacji pokładu 503 ścianą 3 - faza III

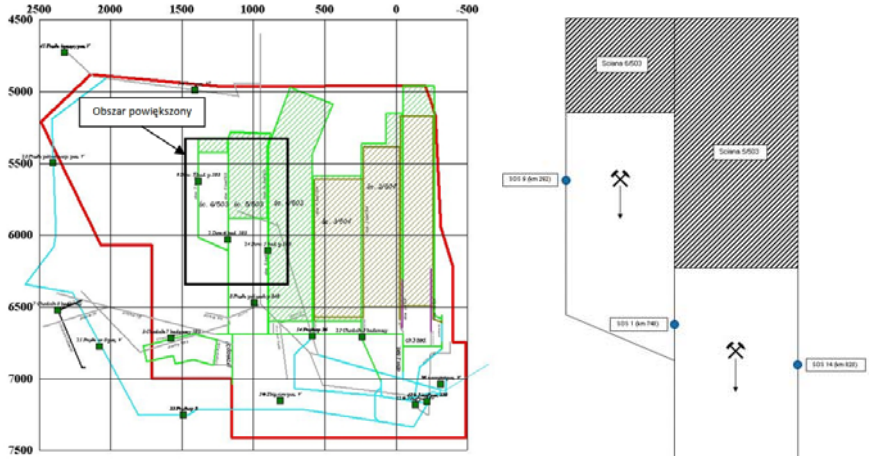
## 3. ZASTOSOWANE METODY GEOFIZYCZNE

Kopalniana sieć sejsmologiczna składająca się z nowoczesnych stanowisk sejsmometrycznych jedno i trójskładowych umożliwia w sposób ciągły pełną rejestrację wstrząsów od energiach $E \geq 1 \cdot 10^2$ J, a podstawowy zakres prac interpretacyjnych obejmuje nie tylko określenie współrzędnych ogniska wstrząsów (X,Y) czy uwzględnienie jego głębokości (Z) i obliczanie energii sejsmicznej wstrząsu, ale także ocenę parametrów charakteryzujących źródło sejsmiczne (skalarny moment sejsmiczny, spadek naprężeń w ognisku wstrząsu, indeks energii EI, współczynnik ***b*** relacji Gutenberga-Richtera, maksymalne amplitudy prędkości drgań cząstek górotworu PPV w rejonie prowadzenia prac eksploatacyjnych) oraz pole prędkości w rejonie eksploatacji

wyznaczane pasywną techniką tomograficzną. Wprowadzenie tej wersji metody sejsmologii górniczej oceny stanu zagrożenia sejsmicznego i tąpaniami wymaga bardziej zaawansowanej interpretacji zarejestrowanych wstrząsów i odpowiedniej analizy trendu zmian w czasie wybranych parametrów sejsmologicznych oraz ich korelację z aktualnym stanem zagrożenia sejsmicznego i tąpaniami. Kopalnia „Bobrek-Piekary" ruch „Bobrek" posiada 64-kanałowy system sejsmologiczny SOS (System Obserwacji Sejsmologicznej) wraz z oprogramowaniem SEISGRAM i MULTILOK zaprojektowany w Głównym Instytucie Górnictwa (Lurka i inni 2008). Uwzględniając możliwości bazy aparaturowej zainstalowanej na ruchu „Bobrek" i kwalifikacje kadry inżynierskiej służby ds. tąpań, wprowadzono szereg nowatorskich rozwiązań dla oceny stanu zagrożenia tąpaniami, wykorzystujących rozwiązania interpretacyjne opracowane w ostatnich latach, w ramach prac badawczych lub specjalistycznych ekspertyz.

### *3.1. Oddziałowy system obserwacji sejsmologicznej*

Aby w pełni ocenić stan zagrożenia sejsmicznego, niezbędna jest rejestracja wszystkich zjawisk sejsmologicznych z całego spektrum energetycznego występującego dla danego obszaru obserwacji np. eksploatowanej ściany. Ogniska wstrząsów są miejscami dynamicznego niszczenia struktury ośrodka skalnego, któremu towarzyszy emisja fal sprężystych. Ich dokładna lokalizacja wskazuje na występowanie stref, w których rozkład naprężeń i odkształceń prowadzi do utraty ciągłości ośrodka skalnego. Pozwala to identyfikować miejsca rozwoju stref zagrożenia sejsmicznego. Podczas eksploatacji pokładu 503 zastosowano oddziałowe systemy monitorowania sejsmologicznego w obrębie kilku ścian: 3, 4, 5 i 6. Systemy te, przez „zbliżenie" większej liczby stacji sejsmicznych do potencjalnego źródła wstrząsów, jakimi są fronty eksploatacji (np. ściana), pozwalały w pełniejszym zakresie rejestrować i lokalizować najsłabsze wstrząsy (co wpłynęło na kompletność zbiorów wstrząsów) i możliwość instalowania stanowisk do pomiaru PPV w wyrobiskach przyścianowych, najbardziej zagrożonych na skutki wstrząsów. Lepsza geometria oddziałowej (ścianowej) sieci sejsmologicznej w przypadku eksploatacji pokładu 503 w obszarze naprężeń tektonicznych, w osi Niecki Bytomskiej (końcowe fazy ścian 3 i 4) pozwoliła na wiarygodną lokalizację ognisk wstrząsów głęboko pod pokładem 503. Na dużą odległość ognisk najsilniejszych wstrząsów od wyrobisk w pokładzie 503 wskazywały również pomiary PPV, gdyż czujniki zainstalowane w wyrobiskach korytarzowych przed frontem ściany rejestrowały jedynie niskie wartości amplitud prędkości drgań po wstrząsach. W praktyce oznaczało to informację o niewielkim zagrożeniu od wstrząsów w wyrobiskach pokładu 503.




Rys. 4. Mapa stanowisk sejsmologicznych, obszar powiększony – mapa ścian 5 i 6 w pokładzie 503 ze stanowiskami sejsmologicznymi wchodzącymi w skład oddziałowego systemu obserwacji.

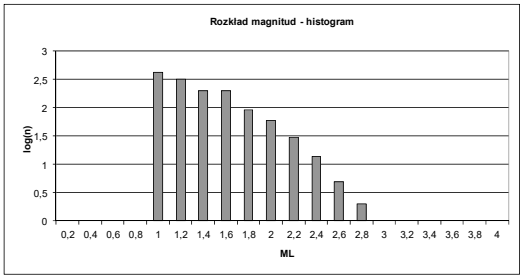
### *3.2. Analiza parametru PPV podczas eksploatacji pokładu 503*

Kopalnia wykorzystuje nowy, empiryczny sposób oceny potencjalnego zagrożenia stateczności wyrobisk podziemnych uwzględniający parametry drgań prędkości cząstek ośrodka skalnego PPV rejestrowanych w bezpośrednim otoczeniu wyrobisk eksploatacyjnych (Mutke 2007). Analiza parametru PPV w rejonie frontu eksploatacji i obserwowanie jego zmian w czasie, jak również obserwacja położenia ognisk wstrząsów, stanowi istotną informację do oceny wpływu zjawisk dynamicznych na wyrobiska górnicze, a tym samym może być korzystna z uwagi na racjonalny dobór obudowy i działań profilaktycznych zabezpieczających funkcjonalność wyrobisk górniczych oraz na poprawę bezpieczeństwa pracy. W praktyce taka ocena zagrożenia stateczności wyrobiska spowodowanego bliskim wstrząsem górniczym musi być opracowywana na podstawie rzeczywistych danych pomiarowych obejmujących lokalny zbiór wstrząsów. Z tej przyczyny, przed frontem ściany 3 w pokładzie 503 zainstalowano dodatkowo 2 sondy niskoczęstotliwościowe typu DLM 2001, tworząc poligon pomiarowy do rejestracji i analizy wstrząsów w odległościach bliskich od źródła sejsmicznego. Sondy te umożliwiały bieżące śledzenie rzeczywistych wartości parametru PPV w dowierzchniach badawczych: 3 i 4. Wyniki badań wskazały, że nawet dla wstrząsów najsilniejszych rejestrowane wartości nie przekraczały wartości PPV=0.05 m/s. Oznacza to, że przy tak silnych wstrząsach rejestracja tak niskich wartości parametru PPV mogła wystąpić tylko w przypadku lokalizacji ognisk tych wstrząsów dużo głębiej niż poziom eksploatacji i wstrząsy te tworzyły się w obszarze istnienia naprężeń tektonicznych w obszarze dna Niecki Bytomskiej. W późniejszym czasie hipoteza ta została udokumentowana w badaniach przedstawionych w literaturze (Marcak i Mutke 2013).

### *3.3. Analiza zmian współczynnika b dla ściany 3 w pokładzie 503.*

Współczynnik b rozkładu Gutenberga-Richtera (Gutenberg B., Richter C.F. 1954) określa stosunek silnych do słabych zjawisk w badanym zbiorze. Niskie wartości współczynnika *b* informują, że w badanym zbiorze dominują wstrząsy silne. W ocenie zagrożenia sejsmicznego i zagrożenia tąpaniami realne zagrożenie stanowią wstrząsy silne, których ogniska lokalizowane są blisko wyrobisk eksploatacyjnych. Badanie wartości współczynnika *b* w zbiorze wstrzą-

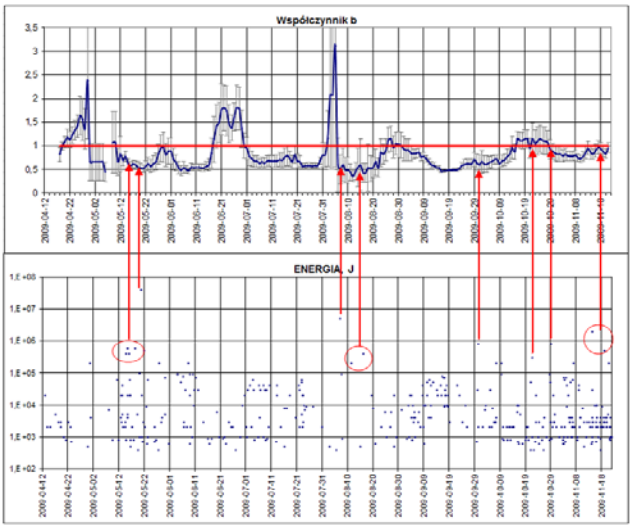
sów z obszaru ściany eksploatacyjnej, pozwala ocenić przygotowanie górotworu do indukowania wstrząsów niebezpiecznych dla stateczności wyrobisk górniczych i bezpieczeństwa załogi. Do obliczenia współczynnika b utworzono grupy wstrząsów w przedziałach klasowych co 0,2 magnitudy. Klasa o najniższych magnitudach obejmowała wartości od 0,7 do 0,9 (energia sejsmiczna od $1.3 \cdot 10^3$ J do $3.2 \cdot 10^3$ J). Najsilniejszy wstrząs w zbiorze danych charakteryzował się magnitudą $M_L$=3,8 ($E_s = 8 \cdot 10^8$J).




Rys. 5. Rozkład magnitud w grupach dla sejsmiczności z obszaru ściany 3 w pokładzie 503

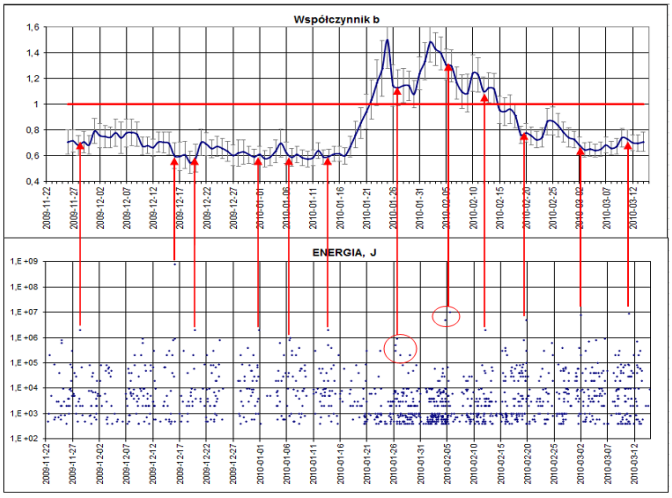
Tabela 1. Parametry i współczynniki rozkładu G-R dla katalogu wstrząsów ze ściany 3 w pokładzie 503

| **Ściana 3/503 PARAMETRY całego zbioru wstrząsów:** | G-R |
|---|---|
| Współczynnik relacji Gutenberga-Richtera *b* | 0,987809 |
| Błąd współczynnika b - sigma | 0,0222 |
| Liczba wstrząsów | 1358 |
| Liczba dni | 437,6791 |
| Średnia aktywność sejsmiczna - liczba wstrząsów na dzień | 3,10273 |
| Średnia magnituda | 1,240053 |
| Minimalna magnituda | 0,800398 |
| Maksymalna magnituda | 3,74 |
| Minimalna energia | 2,09E+03 |
| Współczynnik a | 3,92354 |




Rys. 6a. Wykresy dla ściany 3 pokład 503 – Faza I

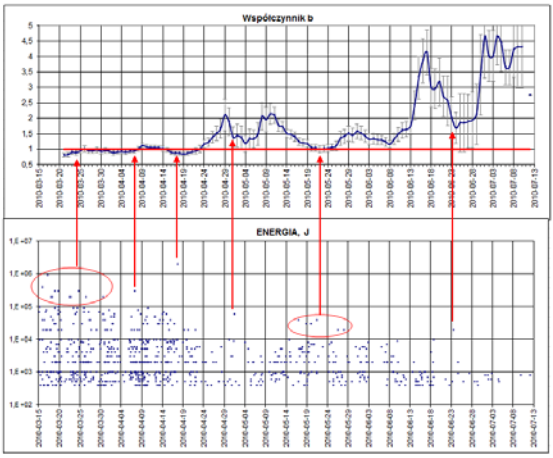
W ścianie 3 w pokładzie 503 najsilniejsze wstrząsy rejestrowano w grudniu 2009 i styczniu 2010 roku, gdy front ściany zbliżał się do osi Niecki Bytomskiej i wychodził z obszaru eksploatacji warstwy dolnej pokładu 510. Wówczas obserwowano trend malejący kolejnych sekwencji współczynnika ***b*** w czasie oraz osiągnięcie najniższych wartości tego współczynnika.




Rys. 6b. Wykresy dla ściany 3 pokład 503 – Faza II

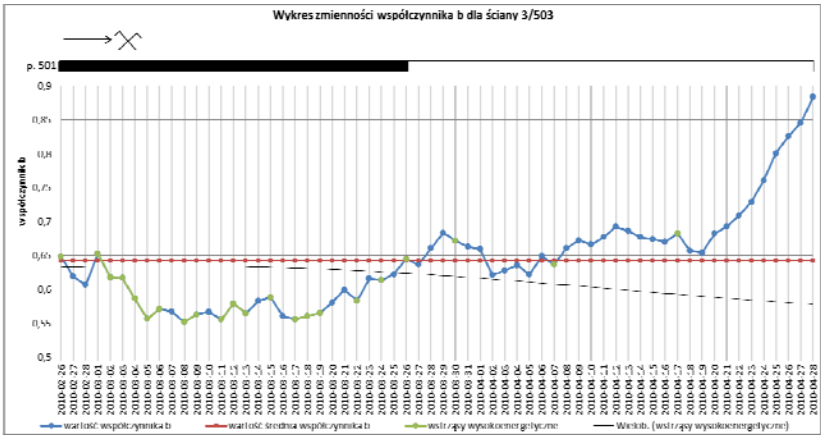
Monitorowanie wstrząsów i analiza katalogu danych sejsmicznych z zastosowaniem relacji Gutenberga-Richtera w oknach czasowych przesuwających się co dobę w czasie, obok rejestracji parametru PPV w wyrobiskach, w bezpośrednim sąsiedztwie frontu eksploatacyjnego, to metody, które były bardzo pomocne w bieżącej ocenie zagrożenia sejsmicznego. Kolejny

wzrost aktywności sejsmicznej można było zaobserwować w marcu 2010 r. W tym okresie również obserwowano bardzo niskie wartości współczynnika *b*. Po wyjściu za oś Niecki Bytomskiej oraz po wejściu w obszar wybrania pokładu 501, nastąpił zdecydowany spadek aktywności sejsmicznej. Fakt ten odzwierciedlają wysokie wartości współczynnika *b* w ostatniej fazie eksploatacji ścianą 3 (maj-czerwiec 2010) (Rys. 6c.).



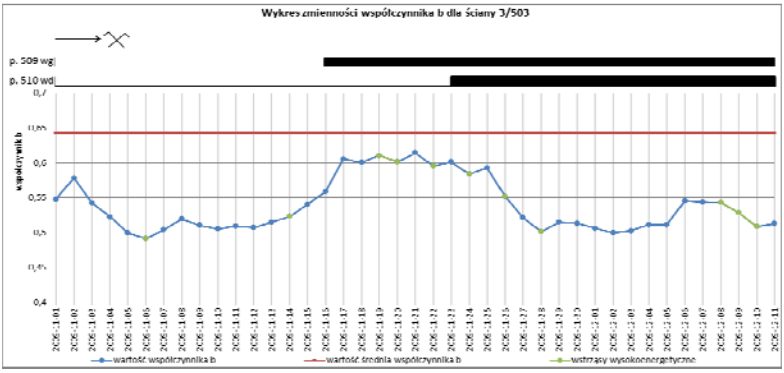

Rys. 6c. Wykresy dla ściany 3 pokład 503 – Faza III

Aby w pełni zobrazować przydatność obliczania współczynnika b przedstawiono jego rozkład uzyskany podczas przechodzenia frontu ściany 3 w strefie wpływu krawędzi wytworzonych w wyżej i niżej zalegających pokładach. Na rys. 7 mamy taki rozkład współczynnika b uzyskany podczas przechodzenia frontu ściany 3 w pokładzie 503 we wpływie krawędzi pokładu 501 zalegającego 26,7 m powyżej. Niższe wartości współczynnika b uzyskano, gdy front ściany znajdował się po stronie niewybranego pokładu 501 (kolor czarny).

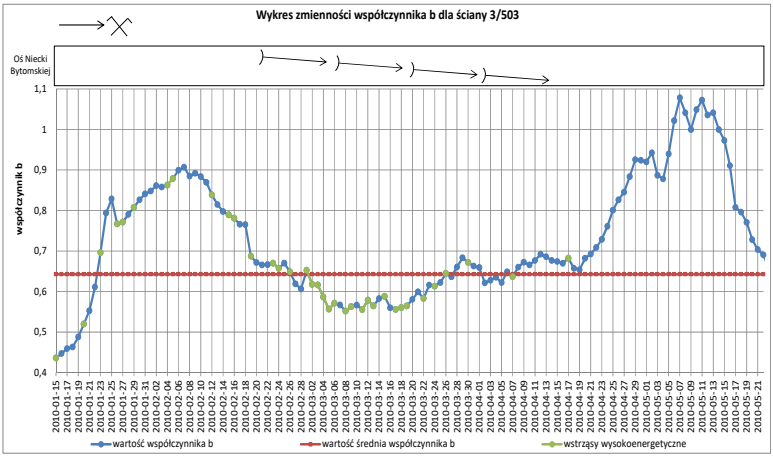



Rys. 7. Rozkład wartości współczynnika b uzyskany w okresie przechodzenia frontem ściany 3 w pokładzie 503 we wpływie krawędzi pokładu 501

Na kolejnym rysunku rys.8 przedstawiono rozkład wartości współczynnika ***b*** uzyskany w okresie przechodzenia frontem ściany 3 w pokładzie 503 we wpływie krawędzi pokładów 509 i 510. Odległość do pokładu 509 warstwa górna wynosiła 108,1 m, a do pokładu 510 w.g. 119,4 m. Mimo tak znacznej odległości od pokładu wyraźnie zaznacza się wpływ tych krawędzi na zmianę współczynnika b, a tym samym na kształtowanie się aktywności w tym okresie.




Rys. 8. Rozkład wartości współczynnika b uzyskany w okresie przechodzenia frontem ściany 3 w pokładzie 503 we wpływie krawędzi pokładów 509 i 510.



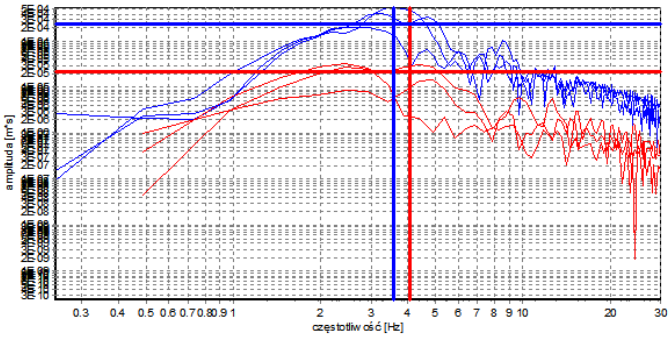

Rys. 9. Rozkład wartości współczynnika b uzyskany w okresie, gdy frontu ściany 3 w pokładzie 503 był we wpływie Niecki Bytomskiej.

### *3.4. Mechanizmy wstrząsów wysokoenergetycznych*

W trakcie prowadzenia eksploatacji w pokładzie 503 prognoza zagrożenia tąpaniami i wstrząsami na początku zakładała, że energie wysokoenergetycznych wstrząsów nie będą przekraczać rzędu $10^6$ J, ponadto wzrost zagrożenia sejsmicznego może mieć miejsce w trakcie prowadzenia eksploatacji w wyznaczonych strefach koncentracji naprężeń związanych z nakładaniem się wpływów krawędzi wyżej i niżej leżących, a także uaktywnieniem się silnie zdeformowanych warstw wstrząsogennych zalegających nad pokładem 501. W wyniku prowadzonej eksploatacji pokładu 503 zaczęły się pojawiać wstrząsy o energiach większych niż $10^6$ J, które nie były

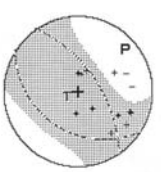
odczuwalne przez pracujących na dole górników, a silnie odczuwalne na powierzchni. Określenie mechanizmu wstrząsów, jakie wystąpiły w trakcie eksploatacji pokładu 503 oraz odległości hipocentralnych ognisk (liczone względem czynnych wyrobisk) pozwoliły na wyciągnięcie wniosków dotyczących genezy wstrząsów wysokoenergetycznych i wydzielenie tych, które miały charakter regionalny (związany z oddziaływaniem Niecki). Wstrząsy regionalne z reguły występują głębiej i charakteryzują się dużym obszarem odczuwalności drgań, wolniejszym spadkiem amplitud drgań oraz umiarkowanymi amplitudami przyspieszenia lub prędkości drgań w strefie epicentralnej [Dubiński i inni 2007]. Analiza ta była, zatem doskonałym narzędziem do selekcji wstrząsów, a tym samym do ustalenia odpowiedniej profilaktyki tąpaniowej aktywnej i pasywnej. W obszarze górniczym Ruchu „Bobrek" wystąpiło 8 wstrząsów, które zakwalifikowane były, jako wstrząsy o charakterze regionalnym, zarejestrowane podczas prowadzenia eksploatacji 503. Pierwszy z nich to wstrząs z dnia 9 lutego 2007 r., który wystąpił w rejonie ściany 1 o energii $1 \cdot 10^9$ J. Epicentrum wstrząsu zlokalizowano 120 m na północny zachód od skrzyżowania ściany 1 z dowierzchnią 2 badawczą. Ostatnim jak dotąd wstrząsem regionalnym z tego rejonu, ale już zarejestrowanym podczas eksploatacji pokładu 504, był wstrząs o energii $3 \cdot 10^8$ J, który wystąpił w dniu 3 czerwca 2016 r. Epicentrum wstrząsu zlokalizowano 140 m przed frontem ściany 2 i 170 m na południowy wschód od skrzyżowania ściany 2 z dowierzchnią 3 badawczą w pokładu 504 warstwa górna. Dla przykładu przedstawiono mechanizm wstrząsu o energii $8 \cdot 10^8$ J, który zarejestrowano w dniu 16 grudnia 2009 r. w rejonie ściany 3 w pokładzie 503. Wstrząs ten na podstawie analizy parametrów źródła został zakwalifikowany, jako wstrząs o charakterze regionalnym. Częstotliwość narożna (częstotliwość, przy której wypromieniowywana jest maksymalna energia sejsmiczna) była niska i wynosiła ok. 4 Hz. Wstrząsy eksploatacyjne z reguły posiadają częstotliwość narożną zdecydowanie wyższą. Moment sejsmiczny wynosił $4{,}4 \cdot 10^{14}$ Nm, a przesunięcie w ognisku było duże i wynosiło 0,37 m. Promień ogniska wstrząsu wynosił 182 m. Wysoki spadek naprężeń w ognisku wstrząsu, który wynosił $1{,}43 \cdot 10^8$ Pa, świadczy o dużej koncentracji naprężeń początkowych w obszarze ogniskowym. Duże przesunięcie w ognisku oraz wysoki moment sejsmiczny jest charakterystyczny dla wstrząsów tektonicznych o charakterze regionalnym. Duży rozmiar ogniska i duży spadek naprężeń w ognisku wskazują również, że wstrząs ten nie mógł wystąpić w bliskiej odległości od wyrobisk podziemnych w pokładzie 503, ponieważ spowodowałby znaczne uszkodzenia tych wyrobisk.

Parametry źródła wstrząsu z 16 grudnia 2009 r., o energii $8 \cdot 10^8$ J obliczono ze stanowiska Górnośląskiej Regionalnej Sieci Sejsmologicznej.

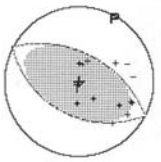



Rys. 10. Parametry źródła wstrząsu z 16.12.2009 r.; częstotliwość narożna: fala P (czerwony) fo = 4,0 Hz., fala S (niebieski) fo = 3,6 Hz. Współczynniki dobroci: QP = 51.0, QS = 48.0

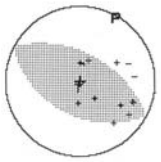
Mechanizmy wszystkich zarejestrowanych wstrząsów regionalnych były bardzo podobne. Obliczenia tensora momentu sejsmicznego dla wszystkich wstrząsów zostały przeprowadzone przez inwersję w domenie czasu amplitud pierwszych wstąpień fali P z uwzględnieniem kierunków pierwszych wychyleń. Pełny tensor rozłożony na składową zmiany objętości (Expl), składową jednoosiowego ściskania lub rozciągania (CLVD) i składową ścinania (DBCP) wskazywał, że w rozwiązaniach zdecydowanie dominuje składowa ścinania (od 78,9% do 87,3%), nad eksplozją – tylko (od 8 % do 9,5%) i jednoosiowym ściskaniem (od 3.2% do 13,1 %). Dla przykładu podano wszystkie trzy rozwiązania dla wstrząsu o energii $7 \cdot 10^8$ J z dnia 12 grudnia 2008 r. (Rys. 11). Ze względu na bardzo duży udział składowej ścinającej można założyć, że rozwiązanie odpowiadające podwójnej parze sił (dolna część na rys.11 ) może być jak najbardziej odpowiednie dla tego i pozostałych wstrząsów.




```
Full solution :
          -.558E+14   -.311E+15   -.100E+15
          -.311E+15   -.331E+14   -.324E+15
          -.100E+15   -.324E+15    .954E+15
T0=   .0715  M0= .814E+15  MT= .818E+15  ERR= .708E+14
Expl.=   9.5%   CLVD.=   3.2%   DBCP.=  87.3%   M= 3.9
          ϕA= 326.01  δA= 58.34  ϕB= 123.07  δB= 33.81
          P-axis:  trend=  46.97  plunge= 12.49
          T-axis:  trend= 268.65  plunge= 73.48
          B-axis:  trend= 139.36  plunge= 10.64
          Quality index =  42.1   reverse fault
```



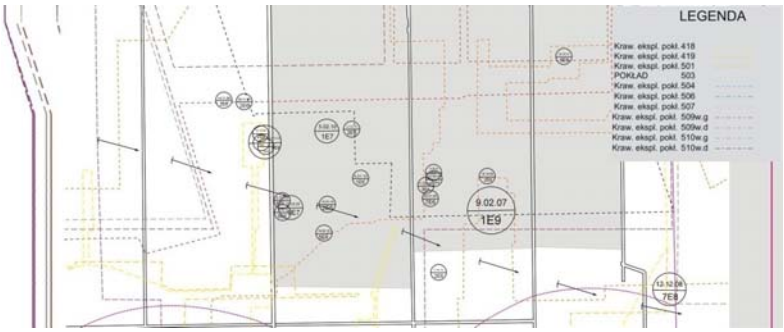

```
Trace null solution :
          -.835E+15   -.401E+15   -.140E+15
          -.401E+15   -.281E+15   -.675E+14
          -.140E+15   -.675E+14    .112E+16
T0=   .0715  M0= .106E+16  MT= .109E+16  ERR= .717E+14
               CLVD.=   6.6%   DBCP.=  93.4%   M= 4.0
          ϕA= 297.44  δA= 49.09  ϕB= 117.94  δB= 40.91
          P-axis:  trend=  27.68  plunge=  4.09
          T-axis:  trend= 204.20  plunge= 85.91
          B-axis:  trend= 297.66  plunge=   .25
          Quality index =  50.2   reverse fault
```




```
Double couple solution :
          -.820E+15   -.430E+15   -.134E+15
          -.430E+15   -.226E+15   -.680E+14
          -.134E+15   -.680E+14    .105E+16
T0=   .0715  M0= .106E+16  MT= .106E+16  ERR= .747E+14
                                DBCP.= 100.0%   M= 4.0
          ϕA= 297.57  δA= 49.09  ϕB= 117.79  δB= 40.91
          P-axis:  trend=  27.68  plunge=  4.09
          T-axis:  trend= 206.15  plunge= 85.91
          B-axis:  trend= 297.67  plunge=   .11
          Quality index =  57.2   reverse fault
```

Rys. 11. Rozwiązanie mechanizmu ogniska wstrząsu z dnia 12.12.2008 r., o energii E = $7x10^8$ J

Mechanizmy ogniska wskazują we wszystkich przypadkach na mechanizm ścinający. Jest to mechanizm typu uskoku odwróconego - „revers". Płaszczyzny nodalne mają azymut NW-SE. Naprężenia główne ściskające P są prawie poziome, a naprężenia rozciągające T są zbliżone do pionowych. Najlepsze dopasowanie uzyskanego rozwiązania tensora odpowiada głębokości ogniska ok. -1000 m n.p.m. (błąd ± 100 m). W artykule Marcaka i Mutke (2013) przedstawiono wyjaśnienie genezy najsilniejszych wstrząsów górotworu rejestrowanych podczas zbliżania się frontu eksploatacyjnego ściany 3 w pokładzie 503 do osi Niecki Bytomskiej. Sejsmiczność była tutaj wynikiem istnienia naprężeń tektonicznych w Niecce Bytomskiej, a naprężenia eksploatacyjne wyzwalały aktywność sejsmiczną z obszaru dna niecki. Po relokalizacji ognisk silnych wstrząsów okazało się, że ich hipocentra interpretowano od 300 m do 800 m pod pokładem 503 (Marcak i Mutke 2013). Ze względu na tak znaczną odległość w pionie ognisk najsilniejszych wstrząsów, amplitudy prędkości drgań PPV zostały na tyle silnie stłumione na poziomie eksploatacji (tłumienie w bliskim polu falowym Dubiński i Mutke 1995), że nie generowały znaczących obciążeń dynamicznych - zdolnych do wywołania tąpnięcia w wyrobiskach eksploatacyjnych ściany 3 (Mutke 2011, 2013).




Rys. 12. Lokalizacja wstrząsów wysokoenergetycznych podczas zbliżania się frontów ścian w pokładzie do osi Niecki Bytomskiej

## 4. SKUTECZNOŚĆ DZIAŁAŃ PROFILAKTYCZNYCH PODJĘTYCH PRZEZ KOPALNIĘ DLA PROWADZENIA EKSPLOATACJI POKŁADU 503

Kopalnia „Bobrek-Piekary" w obliczu utrudnień wynikających z niekorzystnych warunków górniczo-geologicznych zmuszona jest do opracowywania właściwego doboru parametrów eksploatacji już na etapie projektowania wyrobisk przygotowawczych i eksploatacyjnych. Mając na uwadze kształtowanie się zagrożenia tąpaniami w tym rejonie Górnośląskiego Zagłębia Węglowego oraz prowadzenie robót górniczych w pokładzie 503 w III stopniu zagrożenia tąpaniami, Kopalnia wprowadziła podział na trzy niezależne *Fazy* eksploatacji w poszczególnych ścianach.

Konieczność eksploatacji na skłonach i dnie Niecki Bytomskiej oraz wpływ niezwykle gęstej sieci krawędzi poprzecznych i skośnych pokładów zalegających nad i pod pokładem 503, pozwoliła opracować skuteczny sposób pasywnej profilaktyki do walki z tym zagrożeniem. Rygory profilaktyki tąpaniowej, z uwagi na dużą koncentrację naprężeń w początkowych *Fazach* oraz w czasie przechodzenia przez dno i wychodzenia z dna Niecki Bytomskiej, zmusiły Kierownictwo Kopalni do wyznaczenia *Rejonów Szczególnego Zagrożenia Tąpaniami*. W miejscach tych, w których istnieje duże prawdopodobieństwo występowania niebezpiecznych wzrostów stanu zagrożenia tąpaniami, kluczowy jest dobór odpowiednich środków profilaktycznych. Oprócz aktywnej profilaktyki tąpaniowej w postaci strzelań wstrząsowych w pokładzie oraz strzelań torpedujących skały stropowe, wprowadzono szereg zaostrzeń mających na celu maksymalne zwiększenie bezpieczeństwa osób pracujących przy eksploatacji. Do głównych przykładów należą ograniczenia związane z limitem załogi zatrudnionej w *Rejonie*, takich jak minimalne obłożenie oddziałów wydobywczych oraz bezwzględny zakaz przebywania w *Strefach Szczególnego Zagrożenia Tąpaniami* z wyjątkiem robót doraźnych i zarazem niezbędnych do prawidłowego funkcjonowania wydobycia, a także w rejonie skrzyżowań ścian z wyrobiskami przyścianowymi. Niezwykle istotne jest również określenie odpowiedniej długości *Stref Szczególnego Zagrożenia Tąpaniami*, na co wpływają czynniki takie jak obecność sieci krawędzi i resztek eksploatacyjnych lub dyslokacji w postaci uskoków. Na etapie projektowania wyrobisk eksploatacyjnych w poszczególnych *Fazach* określony zostaje ponadto maksymalny dobowy postęp ściany lub odpowiednie wzmocnienia w miejscach o potencjalnym zagrożeniu, takie jak zagęszczenie obudowy czy zastosowanie właściwych podciągów. Pozytywna opinia Zespołu ds. Tąpań poszerzonego o specjalistów z tej dziedziny oraz doświadczenia Kopalni w prowadzeniu eksploatacji pokładu 503 w rejonach silnie zagrożonych tąpaniami,

pozwoliło na opracowanie skutecznego systemu minimalizacji tego zagrożenia już na etapie projektowania. Pomimo dużej ilości wstrząsów górniczych związanych z naprężeniami indukowanymi obecnością sieci krawędzi i Niecki Bytomskiej, zwiększenie bezpieczeństwa pracy w *Rejonach Szczególnego Zagrożenia Tąpaniami* jest na przestrzeni lat widoczne.

## WNIOSKI

Metody geofizyczne są szeroko stosowane w górnictwie w aspekcie monitorowania i oceny zagrożenia sejsmicznego, w tym zagrożenia tąpaniami. Znaczne zróżnicowanie wartości parametrów geofizycznych oraz zastosowanie zespołu metod geofizycznych pozwoliło na wydzielenie stref i okresów zwiększonego zagrożenia (podział ścian na poszczególne *Fazy* eksploatacji) oraz kontroli skuteczności profilaktyki aktywnej i pasywnej. Zastosowanie specjalnej metodyki obserwacyjnej – systemu oddziałowej obserwacji sejsmologicznej i interpretacyjnej pozwoliło na określenie sytuacji górniczych i geologicznych stwarzających zagrożenie tąpaniami, a określenie wpływu ważniejszych czynników górniczych i geologicznych na stan tego zagrożenia. Metody geofizyczne pozwoliły też na lepsze poznanie mechanizmu występujących wstrząsów szczególnie tych wysokoenergetycznych, co pozwoliło na odpowiedni dobór profilaktyki pasywnej (ustalenie stref i rejonów szczególnego zagrożenia tąpaniami, limity osób zatrudnionych w strefach, zakaz przebywania załogi itp.). Skomplikowana sytuacja geologiczno-górnicza, naturalne skłonności złoża węgla niecki bytomskiej do Tąpań, zaszłości górnicze, a w przeszłości nieczyste i nie uporządkowane wybieranie złoża na stosunkowo małym obszarze, chaotyczna i nie do końca przemyślana polityka eksploatacji złoża daje obraz stanu zagrożenia tąpaniami w pokładzie 503 w polu północnym. Kompleksowe podejście do oceny stanu zagrożenia sejsmicznego i zagrożenia tąpaniami pozwoliło na w miarę bezpieczne wyeksploatowanie ścian: 1, 2, 3 i 4 oraz prowadzenie bieżącej eksploatacji ścianami: 5 i 6 w pokładzie 503.

## LITERATURA


1. Klabis L., Malesza A., Pierzyna A., Tetla W. 2010: Monitoring stanu zagrożenia i profilaktyka aktywna w warunkach silnego zagrożenia tąpaniami na przykładzie ściany 3 w pokładzie 503 w Kompanii Węglowej S.A. oddział KWK „Bobrek-Centrum". Prace Naukowe GIG, Górnictwo i Środowisko, Kwartalnik Nr 4/3/ /2010, Str. 135-148.
2. Kugiel M., Malesza A., Pierzyna A. 2009: Nowe kierunki obserwacji sejsmologicznych w aspekcie poprawy bezpieczeństwa kopalń zagrożonych tąpaniami. Prace Naukowe GIG, Górnictwo i Środowisko, Kwartalnik Nr 4/2/2009. Str. 180-188.
3. Lasocki S. 1990: Predykcja silnych wstrząsów górniczych. Zesz. Nauk. AGH. ser. Geofizyka Stosowana nr. 7. (1360), s. 110, Kraków-AGH.
4. Lurka A., Mutke G., 2008: Poprawa dokładności lokalizacji składowej pionowej hipocentrów wstrząsów górniczych Vol. 24-2/3. IGSMiE PAN. pp. 261-270
5. Malesza A., Pierzyna A., Tetla W. 2011: Mechanizm ognisk wstrząsów wysokoenergetycznych a prawidłowy dobór profilaktyki na przykładzie eksploatacji pokładu 503 w KWK „Bobrek-Centrum". Mat. XV Międz.Konf. Górnicze Zagrożenia Naturalne.
6. Marcak H. 1985: Geofizyczne modele rozwoju niszczenia górotworu poprzedzające tąpnięcia I wstrząsy w kopalniach. Publ. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc. M-6 (176), s. 149-173. Warszawa PWN 1985
7. Mutke G., Stec K., Lurka A. 2005: Aktualne rozwiązania w metodzie sejsmologii górniczej poprawiające efektywność oceny zagrożenia sejsmicznego. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, nr 8 (132) 2005.

8. Mutke G. 2007: Charakterystyka drgań wywołanych wstrząsami górniczymi w odległościach bliskich źródła sejsmicznego w aspekcie oceny zagrożenia tąpnięciem. Prace Naukowe Głównego Instytutu Górnictwa, Katowice, nr. 872.
9. Mutke G. 2010: Metoda Sejsmologii Górniczej. Rozdział w monografii: Metody oceny stanu zagrożenia tąpaniami wyrobisk górniczych w kopalniach węgla kamiennego (praca zbiorowa pod redakcją J. Kabiesza). Wyd. GIG, Katowice. Str. 165-169, 198-230.
10. Marcak H., Mutke G. 2013: Seismic activation of tectonic stresses by mining, Journal of Seismology. Vol. 17, Issue 4, pp 1139-1148..DOI 10.1007/s10950-013-9382-3. (ISSN 1383-4649).
11. Mutke G., Pierzyna A. 2010: Czasowe zmiany parametru „b" relacji Gutenberga-Richtera dla oceny zagrożenia sejsmicznego w ścianie 2 i 3 w pokładzie 503 w KWK „Bobrek-Centrum". Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko, Kwartalnik Nr 4/3/2010, Str. 298-309.
12. Mutke G. 2011: Ocena stopnia potencjalnego zagrożenia stateczności wyrobisk przyścianowych poddanych oddziaływaniu wstrząsów górotworu. Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko. Nr. 4/2/2011. Str. 327-335.
13. Pierzyna A. 2014: Ocena stanu zagrożenia wstrząsami górniczymi z wykorzystaniem relacji Gutenberga-Richtera (praca doktorska).

JSW SA
KWK Budryk
Wydobywamy to, co najlepsze

# Doświadczenia KWK „Budryk” w utrzymaniu chodników przyścianowych za frontem ściany na dużych głębokościach szansą na wzrost efektywności eksploatacji.

Opracował mgr inż. Sylwester Łukawski

**STRESZCZENIE:**

Niniejsza prezenatacja przedstawia sposoby utrzymania chodników przyścianowych za frontem ściany na dużych głębokościach w JSW S.A. KWK „Budryk”.

**SŁOWA KLUCZOWE:**

- Utrzymanie chodników na dużej głębokości
- Wzmacnianie
- Kotwienie wysokie
- Obudowa podporowo-kotwiowa

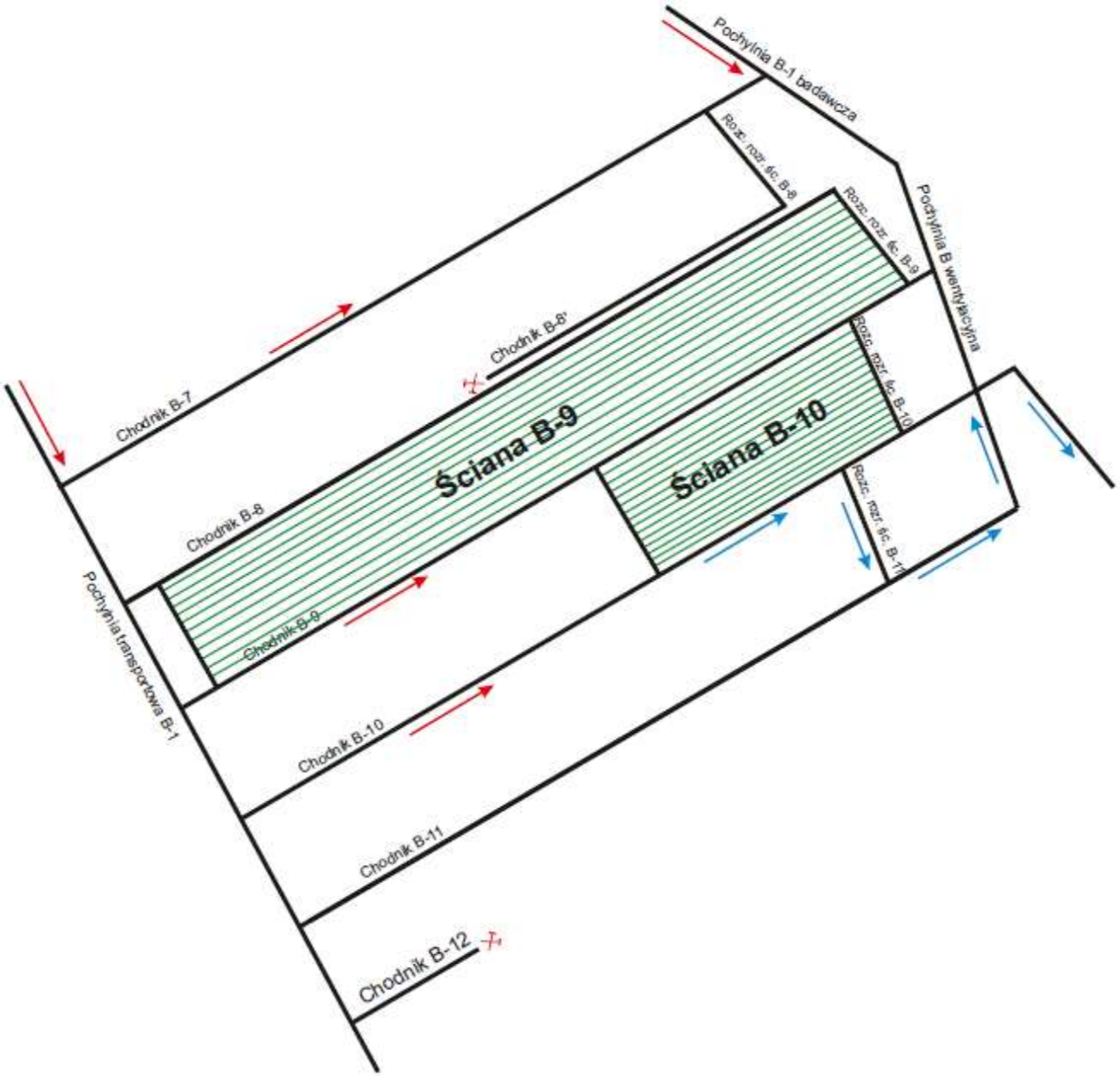
**WSTĘP:**

KWK „Budryk” wchodząca w skład JSW S.A. prowadzi eksploatacje pokładów węgla od 1994roku. Do chwili obecnej zakończono wydobycie w 85 ścianach wydobywczych. Eksploatację prowadzono w w pięciu pokładach: 338/2, 341, 358/1, 364/2, 401. W 95% eksploatacja pokładów tymi ścianami prowadzona była w sposób umożliwiający podwójne wykorzystanie chodników przyścianowych.

Konieczność utrzymania chodników przyścianowych wymogły na nas takie czynniki:

- duża prognozowana i rzeczywista metanowość pokładów a co się z tym wiąże przyjęty system wentylacji zmusza do utrzymania odpowiednio dużych przekrojów poprzecznych za frontem ściany,
- kwestie ekonomiczne, drążenie równoległego chodnika z płotem oraz dodatkowe jego wzmocnienie jest droższe.

# Wycinek partii B pokładu 401



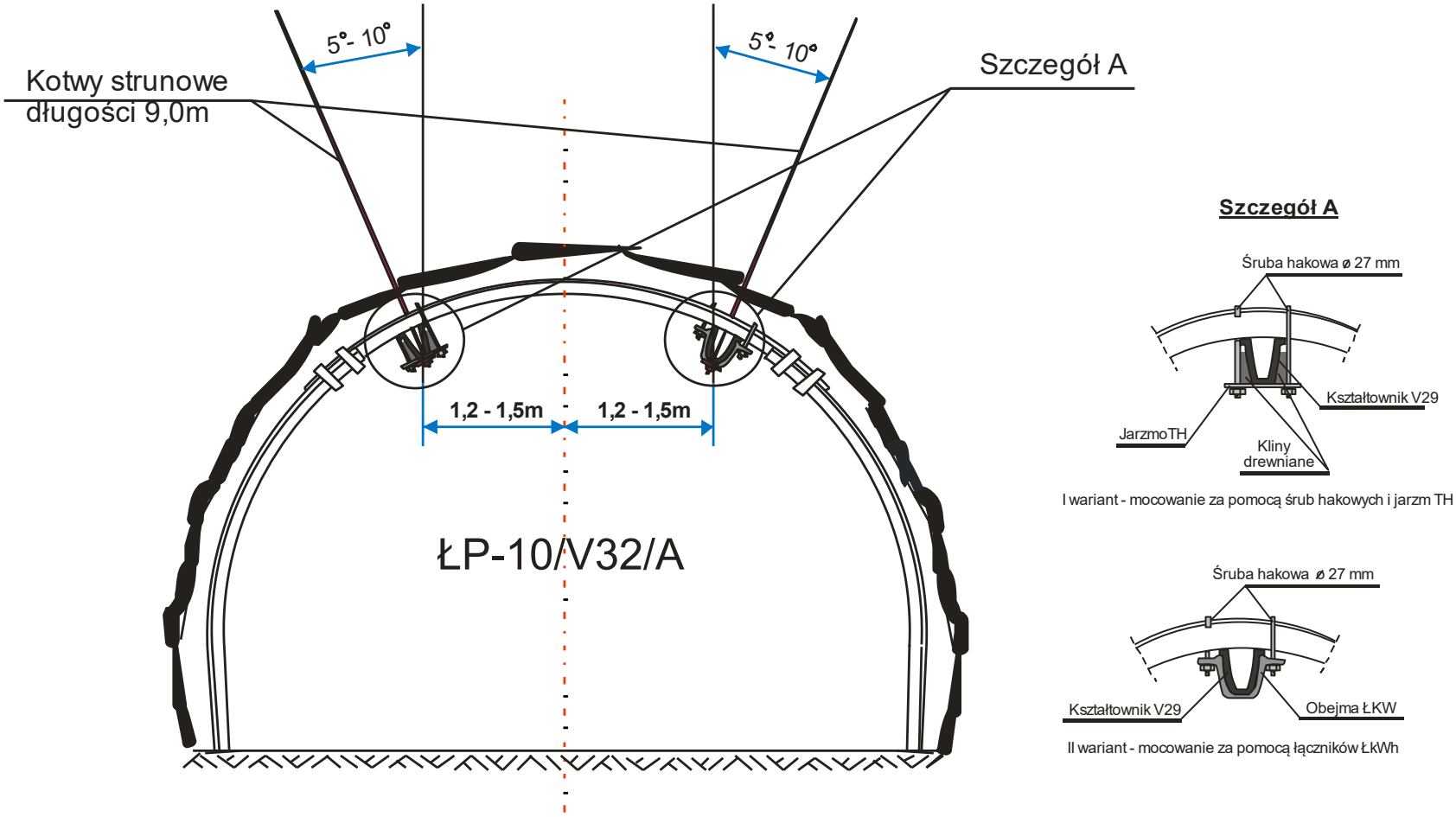
| | |
|---|---|
| **Pokład** | **401** |
| **Grubość pokładu** | **2,2÷3,0m** |
| **Długość ściany** | **do 250m** |
| **Wysokość eksploatacyjna ściany** | **2,2÷3,0m** |
| **Nachylenie podłużne ściany** | **2°÷ 6°** |
| **Nachylenie poprzeczne ściany** | **-6°÷+6°** |
| **Wybieg ściany** | **1470m** |
| **System eksploatacji** | **podłużny z zawałem stropu** |
| **Zabiór** | **0,8m** |
| **Kategoria zagrożenia metanowego** | **IV kategoria zagrożenia metanowego** |
| **Zagrożenie zagrożenia wyrzutami metanu i skał** | **część pokładu 401 w partii „B” zaliczona jest do kategorii zagrożonych wyrzutami metanu i skał.** |
| **Stopień zagrożenia tąpaniami** | **pokład 401 w partii „B” w rejonie projektowanej do eksploatacji Ściany B-10 nie jest skłonny do tąpań** |
| **Klasa zagrożenia wybuchem pyłu węglowego** | **klasa B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego** |
| **Stopień zagrożenia wodnego** | **I stopień zagrożenia wodnego** |
| **Grupa samozapalności węgla** | **I (bardzo mała skłonność węgla do samozapalenia)** |

| | |
|---|---|
| **Typ obudowy** | **TAGOR-14/32POz, TAGOR-14/32 POz/S, TAGOR-14/32 POz/LS** |
| **Roboczy zakres wysokości obudowy** | **1,6÷3,1m** |
| **Typ kombajnu** | **KSW-880EU/1kV** |
| **Typ przenośnika ścianowego** | **JOY AFC** |
| **Typ przenośnika podścianowego** | **PZP-KOBRA** |
| **Typ kruszarki** | **KD BW 800-1200** |
| **Urządzenie do przesuwania przenośnika podścianowego wraz z napędem wysypowym przenośnika ścianowego** | **UPP-1** |

Na bazie doświadczeń praktycznych wzmacniania chodników przyścianowych na dużych głębokościach w JSW S.A. KWK „Budryk” obecnie stosowne jest wzmocnienie z zastosowaniem obudowy podporowo-kotwiowej z dodatkowym wzmocnieniem obudowy chodnikowej za frontem ściany z zastosowaniem rzędów stojaków ciernych SVt na spągownicach z prostek V29 (tzw. „bramek”).

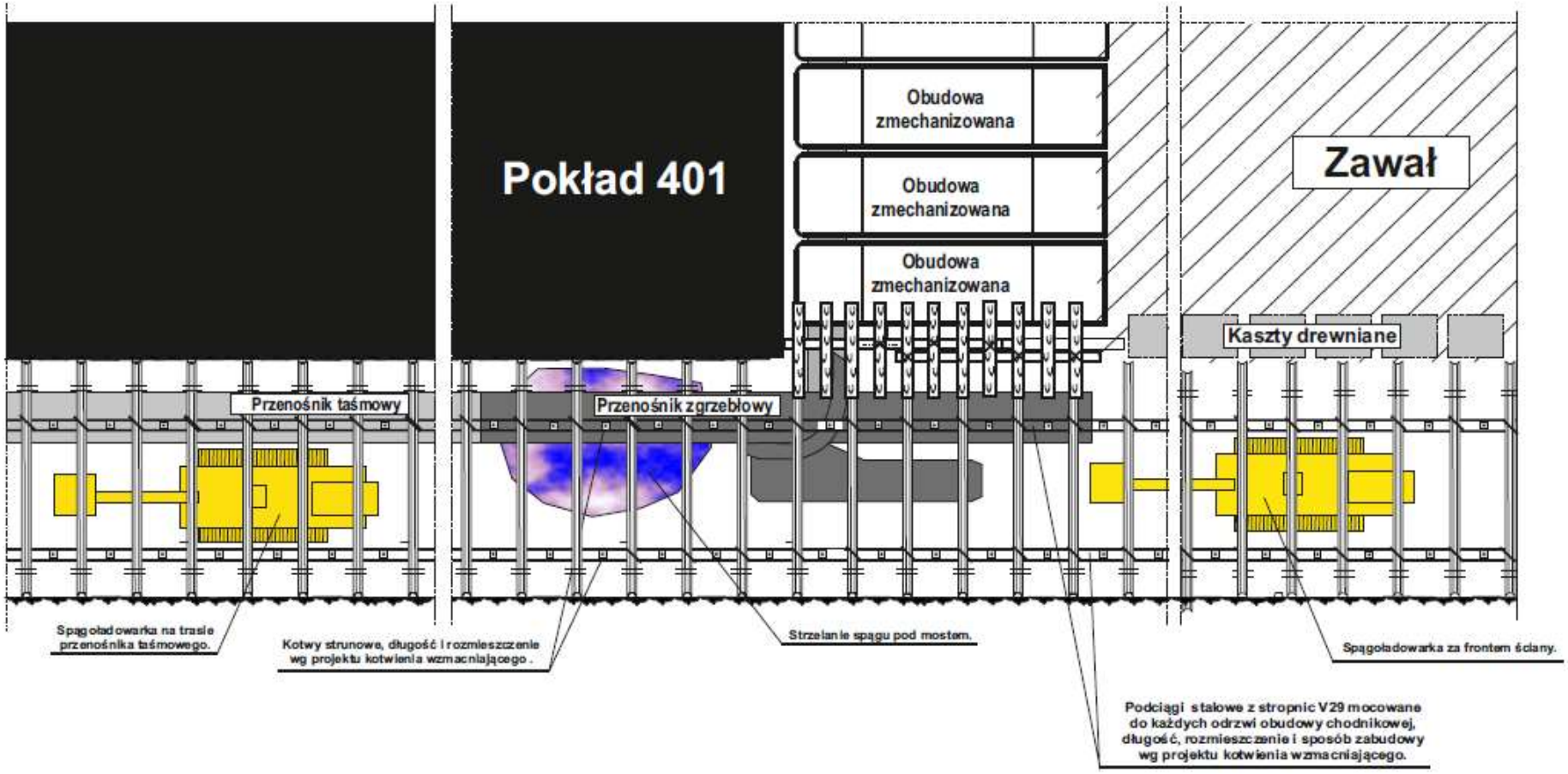
W chwili obecnej eksploatowane są pokłady 364/2 i 401 na głębokości poniżej 1000m.

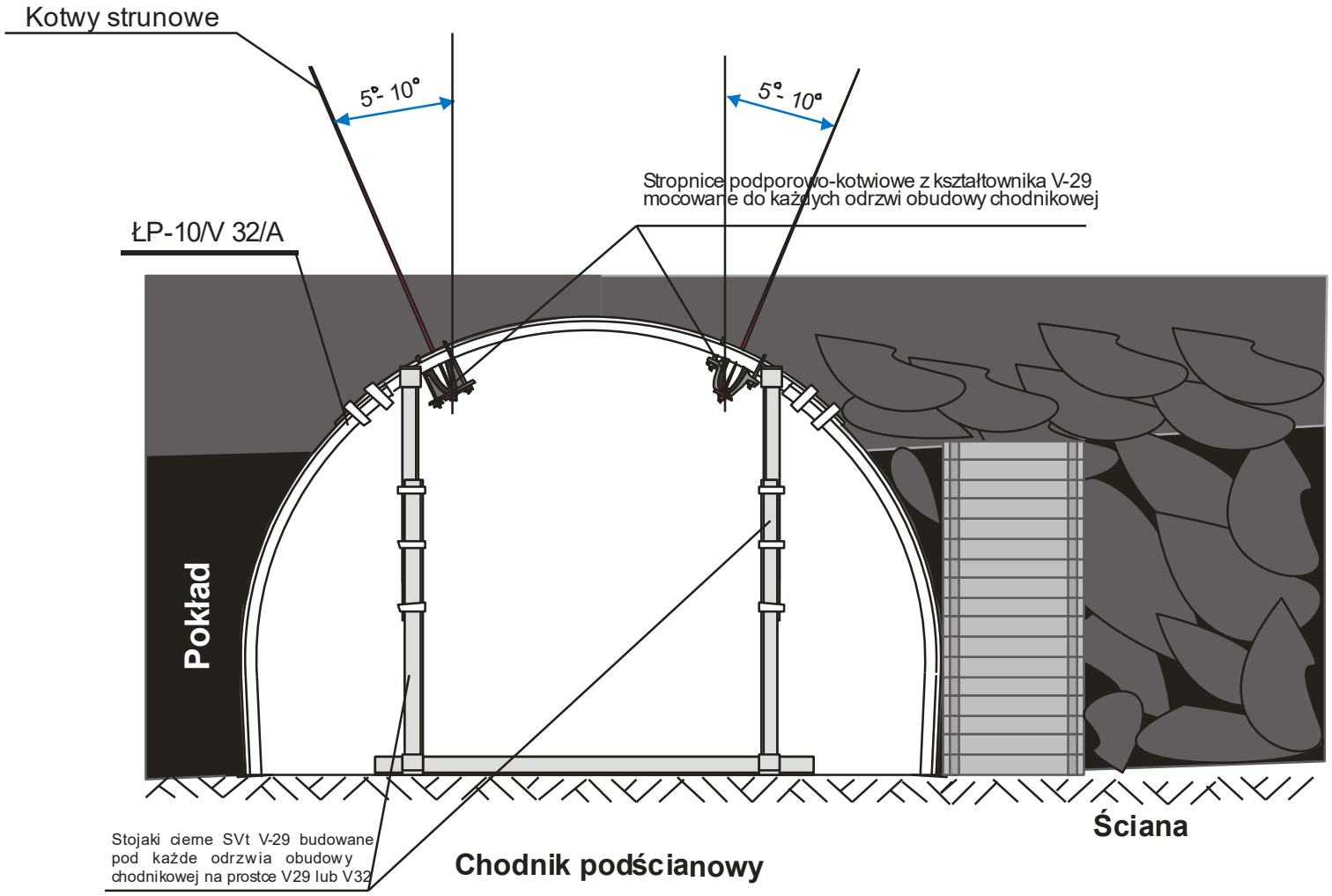
Na podstawie uzyskanych doświadczeń praktycznych schemat wzmocnienia chodników przyścianowych przedstawia się następująco:




**Przykładowy sposób wzmocnienia chodnika przyścianowego z zastosowaniem stropnic podporowo-kotwowych i kotew strunowych.**

**Ponadto:**


Pokład 401
Obudowa zmechanizowana
Obudowa zmechanizowana
Obudowa zmechanizowana
Zawał
Kaszty drewniane
Przenośnik taśmowy
Przenośnik zgrzebłowy
Spągoładowarka na trasie przenośnika taśmowego.
Kotwy strunowe, długość i rozmieszczenie wg projektu kotwienia wzmacniającego.
Strzelanie spągu pod mostem.
Spągoładowarka za frontem ściany.
Podciągi stalowe z stropnic V29 mocowane do każdych odrzwi obudowy chodnikowej, długość, rozmieszczenie i sposób zabudowy wg projektu kotwienia wzmacniającego.




**Chodnik podścianowy z dodatkowym wzmocnieniem przez zabudowę stojaków ciernych SVt (tzw. bramek).**

Ze względów technicznych obudowę podporowo-kotwiową w JSW S.A. KWK „Budryk” wykonujemy przed uruchomieniem ściany i utrzymujemy z wyprzedzeniem minimum 300m przed frontem ściany. Ideą wzmocnienia obudowy za pomocą kotwienia wysokiego jest wykonanie go tuż za postępem przodka, lecz gabaryty urządzeń zabudowanych w przodku, okres użytkowania drążonych chodników przyścianowych, konieczność utrzymania postępu przodka spowodowało że zdecydowaliśmy się w większości chodników na taki wariant.

# Chodnik B-9 przed frontem Ściany B-10 w pokł. 401











**Skrzyżowanie Chodnika B-9 z Ścianą B-10 w pokł. 401**





# Pobierka spągu w Chodniku B-10 za frontem Ściany B-10 w pokł. 401





**Zabudowa stojaków SVt w Chodniku B-10 za frontem Ściany B-10 w pokł. 401**





**Zabudowa kasztu drewnianego w polu ściany za frontem Ściany B-10 w pokł. 401**





# Pobierka spągu w Chodniku B-10 przed frontem Ściany B-10 w pokł. 401





**Chodnik B-10 przed frontem Ściany B-10 w pokł. 401**





**Dziękuję za uwagę.**

# Ćwierćwiecze doświadczeń w eksploatacji liny wyrównawczej stalowo-gumowej SAG zabudowanej w szybie „Janina III" przedział skipowy

Jerzy Kwaśniewski
*Akademia Górniczo-Hutnicza Kraków*

Jarosław Mucha
*SAG Sp. z o.o. Katowice*

Władysław Witkowski
*Zakład Górniczy Janina, Libiąż*

STRESZCZENIE

W referacie zostaną przedstawione 25 letnie doświadczenia w eksploatacji liny wyrównawczej stalowo-gumowej SAG 177x35/4x18 – II – n – g - 1570 – 446 wykonanej według WT – 2/87, zabudowanej w szybie wydobywczym „Janina III" przedział skipowy w Zakładzie Górniczym Janina w Libiążu. W referacie zostanie zaprezentowana metodyka diagnostyki lin stalowo-gumowych, rodzaje stosowanej w okresie eksploatacji liny aparatury badawczej, historia uszkodzeń i napraw oraz analiza zużycia liny w funkcji czasu i przepracowanych cykli pracy.

SŁOWA KLUCZOWE: eksploatacja liny stalowo-gumowej SAG, badania magnetyczne

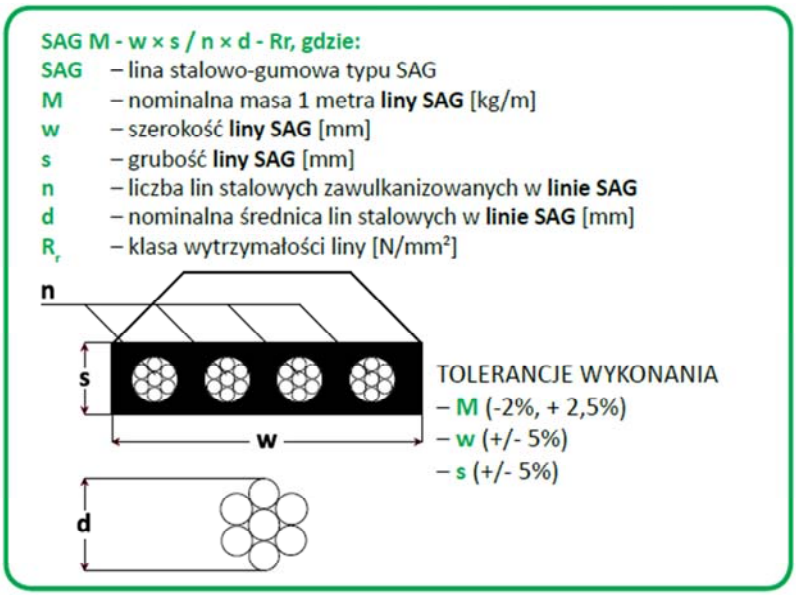
Szyb „Janina III" jest szybem wydobywczym, wdechowym, dwuprzedziałowym o średnicy 7 500 mm. W szybie „Janina III" zabudowano dwa wyciągi szybowe, wyciąg klatkowy – dwie klatki czteropiętrowe o udźwigu 10 Mg i wyciąg skipowy- skip 22 Mg z przeciwciężarem. Maszyny wyciągowe zabudowano w żelbetowej basztowej wieży szybowej. Oba przedziały wyposażone są w bliźniacze maszyny wyciągowe produkcji ČKD o mocy 2 x 1 100 kW w układzie PUNGA oraz zdwojone układy hamulcowe typu SSW.
Górniczy wyciąg szybowy szybu „Janina III" przedział skipowy, w którym zabudowano linę wyrównawczą stalowo-gumową SAG 177x35/4x18 – II – n – g - 1570 – 446 wg. WT – 2/87 został oddany do ruchu w 1967 roku, jest głównym szybem wydobywczym Zakładu Górniczego Janina (rys.1). Początkowo górniczy wyciąg szybowy szybu „Janina III" przedział skipowy obsługiwał dwa poziomy wydobywcze poziom 300m i poziom 350m, a obecnie tylko poziom 350m. Przedział skipowy ma następujące parametry techniczne:

- Ładowność skipu – 22 Mg,
- Prędkość jazdy – 14 m/s,
- Zdolności wydobywcza godzinowa – 550 Mg/h,
- Zdolności wydobywcza godzinowa (19,1h/dobę ) – 10 500 Mg/dobę,



Rys. 1 Widok basztowej wieży wyciągowej szybu „Janina III” .
Fig. 1 A view of the hoisting shaft head tower of the “Janina III” shaft .

Produkcja liny wyrównawczej stalowo-gumowej SAG 177x35/4x18 – II – n – g - 1570 – 446 wg. WT – 2/87 zastosowanej w górniczym wyciągu szybowym szybu „Janina III” przedział skipowy rozpoczęta została 23.02.1990 roku i ukończono 28.03.1990 roku.
Konstrukcja liny stalowo-gumowej SAG 177x35/4x18 – II – n – g – 1570 – 446 (rys.2).
Linki nośne stanowią 4 liny Ø18 mmW7 x 25 wg. WT 2/87 o łącznym przekroju obliczeniowym $F_o = 656$ mm$^2$ o wytrzymałości obliczeniowej $P_o$=102 966 daN. Wypełnienie stanowi guma rdzeniowa RT, powłokę zewnętrzną wykonano z gumy okładkowej ON. Jako elementy kalibrujące zastosowano pręt ocynkowany Ø 4 mm x 20 mm o przekroju 12,56 mm$^2$ zawulkanizowane co 5 m na przemian pomiędzy linkami 1 i 2 oraz 3 i 4. Ciężar jednostkowy liny wynosi 12,36 daN/mb.



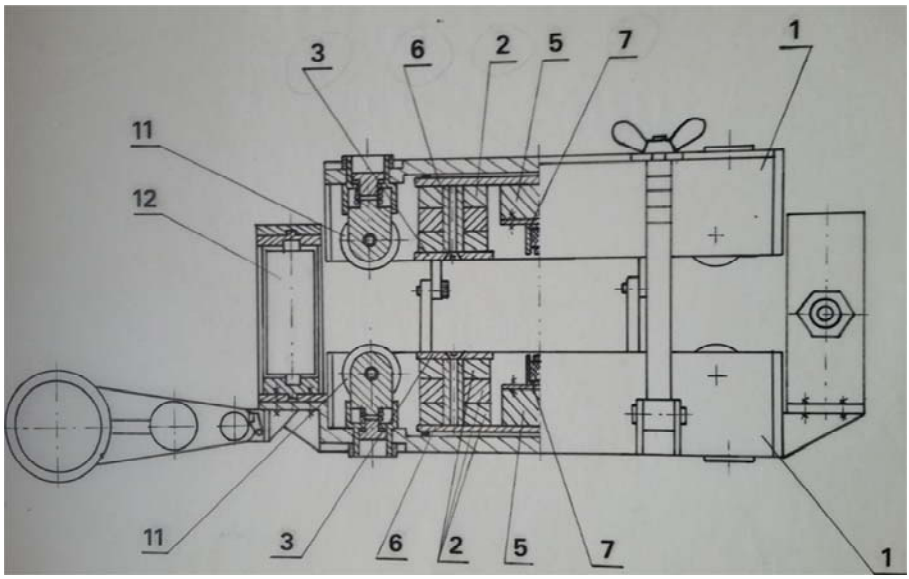

Rys.2. Budowa liny stalowo-gumowej.

Fig. 2. Construction steel and rubber ropes.

Płaskie liny stalowo-gumowe SAG zbudowane są z parzystej liczby przeciw zwitych lin stalowych okrągłosplotkowych z rdzeniem stalowym o liniowym styku drutów w splotkach na przemian prawo i lewo zwitych zawulkanizaowanych na całej długości w powłoce gumowej.

Warunkiem stosowania i eksploatacji lin wyrównawczych stalowo-gumowych, w których brak możliwości wizualnej oceny stalowych linek nośnych jest właściwa i wiarygodna metodyka diagnostyki lin stalowo-gumowych stosowana do kontroli stanu technicznego eksploatowanej liny. W 1946 roku w Krakowie w Akademii Górniczo – Hutniczej rozpoczęto prace nad zastosowaniem pola magnetycznego do wykrywania wad i uszkodzeń w linach stalowych. Przez kolejne 70 lat praca wielu pracowników AGH doprowadziła do powstania działu diagnostyki technicznej zajmującej się defektoskopią lin stalowych z rozbudowanym systemem certyfikacji personelu w metodzie MTR [1] (badania magnetyczne lin stalowych).
W 1979 roku metoda badań magnetycznych stała się obligatoryjna dla okrągłych lin wyciągowych. W roku 1990 po wielu latach doświadczeń i prób przemysłowych uzyskano dopuszczenie na stosowanie lin stalowo-gumowych jako liny wyrównawcze pod warunkiem kontroli ich stanu metodą magnetyczną [2]. Lata 70-te i 80-te to ekspansja metody w kierunku zastosowań do oceny lin w urzadzeniach wyciągowych i rozwój aparatury pomiarowej. W 1984 roku opracowano głowicę pomiarową do badania lin wyrównawczych stalowo-gumowych. Powstała ona w oparciu o patent nr 122500 pt. Głowica pomiarowa do badań magnetycznych lin stalowo-gumowych zgłoszony 27.07 1979 roku autorstwa: J. Stachurski, Z. Kawecki, L. Lankosz, J. Kwaśniewski, J. Hansel.

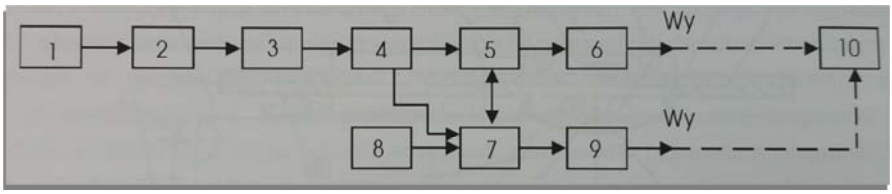
Istota wynalazku polegała na tym, że obydwie części korpusu były połączone przegubowo i zawierały układy przesuwnych rolek pionowych (12 rys.3) oraz układy poziomych wałków prowadzących płaską linę (11) co pokazano na rysunku 3.




Rys.3. Schemat prototypu głowicy pomiarowej do badania lin stalowo-gumowych (2-magnesy trwałe, 7-czujniki pomiarowe).
Fig.3. A diagram of the prototype measurement head for testing of rubber and steel ropes (2-permanent magnets, 7- measurement sensors).

Doświadczenia z przeprowadzonych badań pozwoliły na opracowanie urządzenia i metody oceny stanu lin wyrównawczych z zawulkanizowanymi wkładkami kalibracyjnymi (rys.4) co zostało zgłoszone 14.10.1986 roku nr patentu 155983 pt. Urządzenie do badania lin wyrównawczych stalowo-gumowych .(J.Hansel, L. Lankosz).

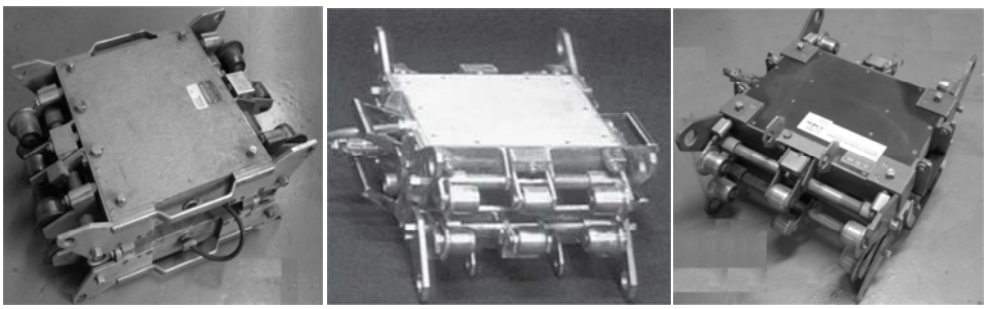
Badana lina posiada zawulkanizowane w równych odstępach wkładki kalibracyjne. Istota wynalazku polegała na tym, że w bloku analizy i rejestracji sygnał stanowiący sumę sygnału uszkodzenia i sygnału wkładki kalibracyjnej o przeciwnej polaryzacji następowała separacja. Sygnał wkładki kalibracyjnej jest wzorcem ubytku nośnego badanej liny i jednocześnie może służyć do pomiaru chwilowej prędkości. W trakcie badania sygnał pomiarowy pochodzący od pękniętych drutów jest porównywany z sygnałem od wkładek kalibracyjnych. Na wyjściu otrzymuje się informację o przekroczeniu dopuszczalnego uszkodzenia liny. Poniżej zamieszczono schemat blokowy urządzenia.




Rys.4. Schemat blokowy przyjętej metodologii oceny stanu lin płaskich z zawulkanizowanymi wkładkami kalibracyjnymi (1-głowica pomiarowa, 2-wzmacniacz sygnału, 3-układ identyfikacji, 4-separator, 5-detektor szczytowy, 6-licznik długości liny, 7-dyskryminator, 8-zadajnik, 9-sygnalizator przekroczeń, 10-drukarka).
Fig.4. A block diagram of the rope state assessment methodology accepted for flat ropes with calibration inserts vulcanized inside (1-measurement head, 2-signal amplifier, 3-identification system, 4-separator, 5-peak detector, 6-rope length counter, 7-discryminator, 8-programming device, 9-overflow signaling device, 10-printer).

W przepisach wprowadzonych w 1974 i w 1978 roku dotyczących eksploatacji lin stosowanych w kolejach linowych i urządzeniach wyciągowych nałożono obowiązek badań magnetycznych. W 1979 roku opracowano normę branżową BN-79-5021-09 pt. „Liny kopalniane okrągłe. Oznaczanie stopnia zużycia metodą magnetyczną". Norma ta jako pierwsza i do 1993 roku jedyna w świecie rozwiązała problem jednoznacznej interpretacji i obliczeń stopnia zużycia lin na podstawie wyników badań magnetycznych.
Norma branżowa została zastąpiona w 1992 roku normami PN-92/G-46603 i PN-92/G-46604 standaryzujących oznaczanie stopnia zużycia metodą magnetyczną odpowiednio lin okrągłych i płaskich stalowo-gumowych. Opracowanie tych norm wynikało m.in. z faktu wprowadzenia do użytkowania nowych konstrukcji lin wyrównawczych płaskich stalowo-gumowych, których podstawowym warunkiem eksploatacji była ocena stanu metodą magnetyczną. Obydwie ww. normy funkcjonują do chwili obecnej.

W AGH powstały pierwsze głowice do badań magnetycznych lin stalowo-gumowych (rys.5.) pozwalających na badania lin o różnych szerokościach: -w zakresie 110 do 170 mm oraz 180 do 290 mm. Wynikało to z dużego zakresu zmienności szerokości i grubości liny płaskiej.



Rys.5. Głowice do badania płaskich lin stalowo-gumowych (od lewej prototyp głowicy, GP8/200, GP8/300). [ 1 ]
Fig.5. The heads for testing flat rubber and steel ropes (from left: the head prototype, GP8/200, GP8/300).

W warunkach ruchowych uzyskuje się rejestrację uszkodzeń nie przekraczających 0,5 % przekroju nośnego całej liny (dla 8 linek). Prowadzone były także badania odbiorcze lin stalowo-gumowych (rys.6.).



Rys.6. Badanie odbiorcze podczas przewijania liny płaskiej stalowo-gumowej.
Fig.6. Research receiver when scrolling flat rubber and steel rope.

Stosowanie badań magnetycznych lin wyrównawczych stalowo-gumowych nie tylko przyczynia się do istotnego wzrostu niezawodności i bezpieczeństwa górniczych wyciągów szybowych, ale również do istotnego obniżenia kosztów eksploatacji tych obiektów technicznych.

Lina wyrównawcza stalowo-gumowej SAG 177x35/4x18 – II – n – g - 1570 – 446 została zabudowana w górniczym wyciągu szybowy szybu „Janina III" przedział skipowy w dniu 30.11.1991 roku i była pierwszą liną stalowo-gumową zabudowaną w wyciągu skipowym. Od dnia zabudowy do września 2000 roku intensywność eksploatacji przedziału skipowego wynosiła około 400 skipów na dobę. Po uruchomieniu w 2000 roku upadowej wydobywczej „Janeczka" intensywność spadła i wynosiła średnio 80 skipów na dobę i na tym poziomie utrzymywała się do lipca 2007 roku , od lipca 2007 do chwili obecnej intensywność eksploatacji przedziału skipowego wynosi około 300 skipów na dobę.

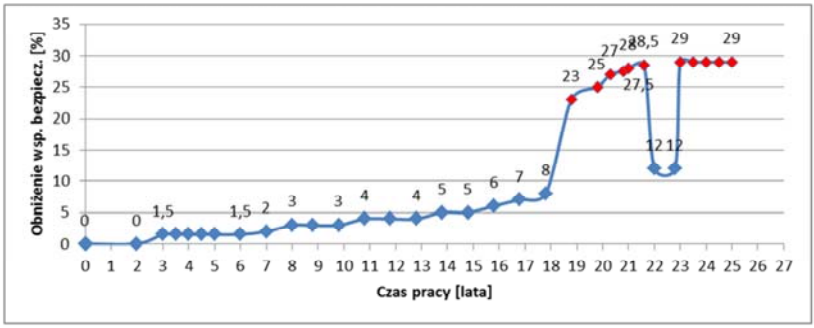
W trakcie całego okresu eksploatacji lina była badana metodą magnetyczna zgodnie z obowiązującymi przepisami. Początkowo do badań wykorzystywano głowicę pomiarową typu GP 8 i rejestrator typu DLS-Rk, a w późniejszym okresie głowicę pomiarową typu LRM-SAG2 i rejestrator typu MD 120 B lub MD 120. Niezależnie od stosowanego sprzętu diagnostycznego dzięki prętom kalibracyjnym zawulkanizowanym w linie wyrównawczej wyniki były z sobą porównywalne. Łącznie do końca 2016 roku w okresie eksploatacji liny wykonano 33 badania magnetyczne liny wyrównawczej na całej długości oraz 17 badań odcinków lin wybudowanych z zawieszeń pod obu naczyniami.

W 25 letnim okresie eksploatacji lina była 11 krotnie naprawiana. Wszystkie naprawy dotyczyły powłoki gumowej. Większość napraw powłoki gumowej zlokalizowana była pod zaciskami zawieszeń skipu i przeciwwagi spowodowanych w pierwszym okresie eksploatacji liny wyrównawczej ( brak zaokrągleń w zaciskach tradycyjnych zawieszeń lin płaskich). Wykaz wszystkich napraw przedstawia poniższa tabela.

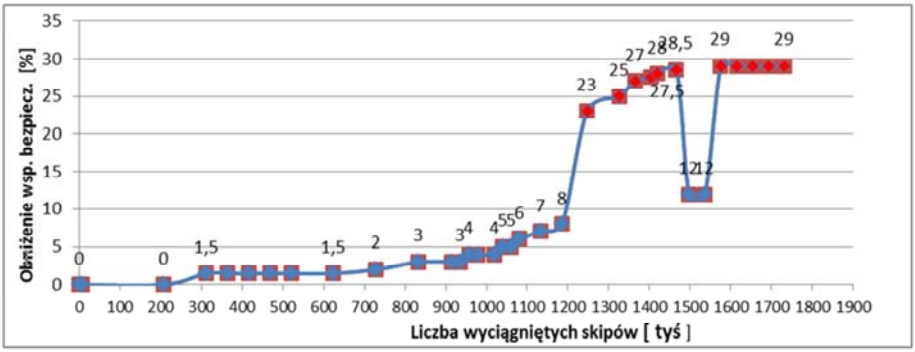
| LP | Data | Opis zdarzenia | Czas pracy [lata] | Liczba wyciągnię tych ski-pów |
|---|---|---|---|---|
| 1 | 2.09.1993 | Naprawa poprzecznego pęknięcia powłoki gumowej pod pierwszym zaci-skiem pod przeciwwagą masą poliuretanową AKAPUR 6 | 1,8 | 187 200 |
| 2 | 13.08.1994 | Wymiana powłoki gumowej pod pierwszym zaciskiem pod przeciwwagą. | 2,8 | 291 200 |
| 3 | 16.01.1999 | Naprawa powłoki gumowej o wymiarach 40x50mm około 5 m pod skipem | 7,1 | 746 000 |
| 4 | 18.12.1999 | Naprawa powłoki gumowej o długości 300mm około 37 m pod przeciw-ciężarem | 8,1 | 838 000 |
| 5 | 30.07.2006 | Naprawa powłoki pod zaciskami zawieszenia skipu | 14,7 | 1 058 500 |
| 6 | 3.09.2006 | Naprawa powłoki pod zaciskami zawieszenia przeciwwagi | 14,8 | 1 060 500 |
| 7 | 30.05.2009 | Naprawa powłoki gumowej pod zaciskami zawieszenia skipu | 17,6 | 1 175 000 |
| 8 | 24.02.2013 | Naprawa powłoki gumowej pod zaciskami zawieszenia skipu i ok. 6m od zacisku skipu | 21,2 | 1 435 000 |
| 9 | 6.09.2014 | Naprawa powłoki gumowej pod zaciskami zawieszenia przeciwciężaru | 22,8 | 1 561 000 |
| 10 | 25.10.2014 | Naprawa powłoki gumowej pod zaciskami zawieszenia przeciwciężaru | 22,9 | 1 567 600 |
| 11 | 24.01.2015 | Naprawa powłoki gumowej ok. 1m , 33m i 34m od zacisku przeciwciężaru | 23,1 | 1 583 200 |

Tabela 1. Wykaz wszystkich napraw liny wyrównawczej stalowo-gumowej SAG 177x35/4x18 – II – n – g - 1570 – 446 .
Table 1. The list of repairs of the rubber and steel balance rope SAG 177x35/4x18 – II – n – g - 1570 – 446 .

W momencie zabudowy lina wyrównawcza stalowo-gumowej SAG 177x35/4x18 – II – n – g - 1570 – 446 lina posiadała współczynnik bezpieczeństwa wynoszący 20,46 i znacznie przewyższała wartości wymagane przepisami. W sprawozdaniach z badań liny wyrównawczej rzeczoznawcy każdorazowo określali procentowe obniżenie wartości współczynnika bezpieczeństwa liny. Procentowe obniżenie współczynnika bezpieczeństwa przedstawiono na rysunkach 7 i 8.




Rys. 7. Procentowe obniżenie współczynnika bezpieczeństwa liny w zależności od czasu pracy.
Fig. 7. The percentage of diminishing of the rope safety factor depending on operation time.




Rys. 8. Procentowe obniżenie współczynnika bezpieczeństwa liny w zależności od liczby wyciągniętych skipów.
Fig. 8. The percentage of diminishing of the rope safety factor depending on the number of hoisted skips.

Na wykresach kolorem niebieskim zaznaczono wyniki badań wykonane przez rzeczoznawców „Firmy A" a kolorem czerwonym „Firmy B".
Analiza tych zależności pozwala na wysunięcie następujących wniosków:

1. Z analizy wykresu widać wyraźnie wpływ liczby przepracowanych cykli pracy na osłabienie liny (obniżenie wsp. bezpieczeństwa)
2. Osłabienie liny (trend zużycia) w różny sposób jest określane przez firmy rzeczoznawcze co może być wynikiem stosowania sprzętu pomiarowego o różnych właściwościach metrologicznych (w tym o różnej niepewności pomiarowej) i zależy z pewnością od doświadczenia rzeczoznawców zajmujących się eksploatacją lin stalowo-gumowych.
3. Rzeczywiste badania niszczące, w tym badania zmęczeniowe wybranych odcinków liny pozwoli na zweryfikowanie otrzymanych wyników z badań magnetycznych i

Podsumowanie.

W trakcie 25 letniej eksploatacji lina wyrównawcza stalowo-gumowej SAG 177x35/4x18 – II – n – g - 1570 – 446 wykazała szereg zalet takich jak:

- odporność na środowisko w szybie umożliwiające długotrwałą eksploatacje,
- możliwość naprawy w trakcie eksploatacji,
- możliwość oceny stanu technicznego z wykorzystaniem metody magnetycznej

Zaprzestanie eksploatacji i zdjęcie (odłożenie) liny wyrównawczej stalowo-gumowej SAG 177x35/4x18 – II – n – g - 1570 – 446 daje możliwość przeprowadzenia dalszych badań niszczących i zweryfikowanie wyników oceny badań magnetycznych lin stalowo – gumowych, co niewątpliwie podniesie bezpieczeństwo eksploatacji górniczych wyciągów szybowych i kompetencje personelu zajmującego się badaniami nieniszczącymi.

KEY WORDS: exploitation of the SAG rubber and steel rope, magnetic testing.

SUMMARY:
The report presents 25 years of experience in exploitation of the balance rubber and steel rope SAG 177x35/4x18 – II – n – g - 1570 – 446 produced according to WT – 2/87, installed in the skip section of the "Janina III" drawing shaft at Zakład Górniczy Janina w Libiążu (Janina Coal mine in Libiąż). The methodology of the diagnostics of rubber and steel ropes will be presented in the report including the kinds of the testing equipment applied during exploitation of the rope, the history of rope damages and repairs as well as the analysis of the rope wear over the time function and the number of hoisting operations.

Literatura

[1] J. Kwaśniewski Badania magnetyczne lin stalowych. System certyfikacji personelu w metodzie MTR. Wyd. AGH Kraków 2010
[2] Materiały IX Sympozjum pt. Jakość niezawodność oraz bezpieczeństwo lin i urządzeń transportu linowego. Zeszyty Naukowo Techniczne nr 9 Kraków 1997.



# Udostępnienie i eksploatacja pokładu 405 w partii L oraz 410 w partii K w aspekcie zwalczania prognozowanego zagrożenia klimatycznego.

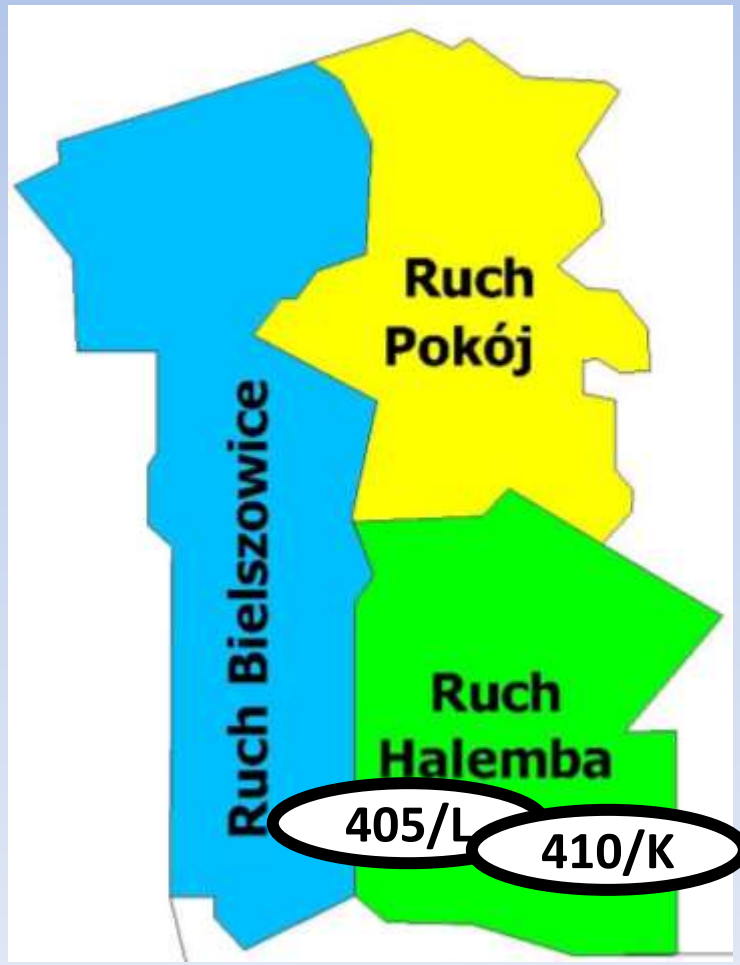
**Michał Piecha, Krzysztof Kiełbiowski, Krzysztof Kuś, Wiktor Sobota**

XXVI edycja Szkoły Eksploatacji Podziemnej w Krakowie
22-24 luty 2017r.

# Wprowadzenie

# Wprowadzenie

KWK Ruda powstała 1 lipca 2016 roku
z połączenia rudzkich kopalń:
Halemba-Wirek, Bielszowice, Pokój.




**Obszar Górniczy KWK RUDA**

**Obszar górniczy KWK RUDA – 69,39 km$^2$**
**( w tym czynny 57, 41 km$^2$) z czego :**

**Ruch Bielszowice 34,1 km$^2$ (w tym czynny 22,12 km$^2$)**

**Ruch Halemba 24,12 km$^2$**

**Ruch Pokój 11,17 km$^2$**

**Położenie administracyjne:**
Ruda Śląska, Mikołów, Katowice, Zabrze

# Wprowadzenie

Referat dotyczy realizacji przedsięwzięcia polegającego na likwidacji zagrożenia klimatycznego w KWK Ruda Ruch Halemba dla planowanej eksploatacji w pokładach 405 oraz 410 w partii L i K na poziomie 1030m.

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 ok. 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 zainstalowanych mocach.
Od ponad dekady 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.

# Zagrożenia klimatyczne a efekty ekonomiczne kopalń

Efektem ekonomicznym zastosowania klimatyzacji jest obniżenie średniego jednostkowego kosztu [zł/t] oddziałów wydobywczych w wyniku wydłużenia efektywnego czasu pracy i zwiększenia wydobycia. Należy podkreślić, że w kopalniach, które wykorzystują klimatyzację grupową lub 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).

Układy klimatyzacji mają na celu wyeliminowanie bądź ograniczenie zagrożenia klimatycznego w określonych rejonach kopalni poprzez obniżenie temperatury i wilgotności powietrza oraz poprawę warunków i komfortu pracy ludzi i maszyn.

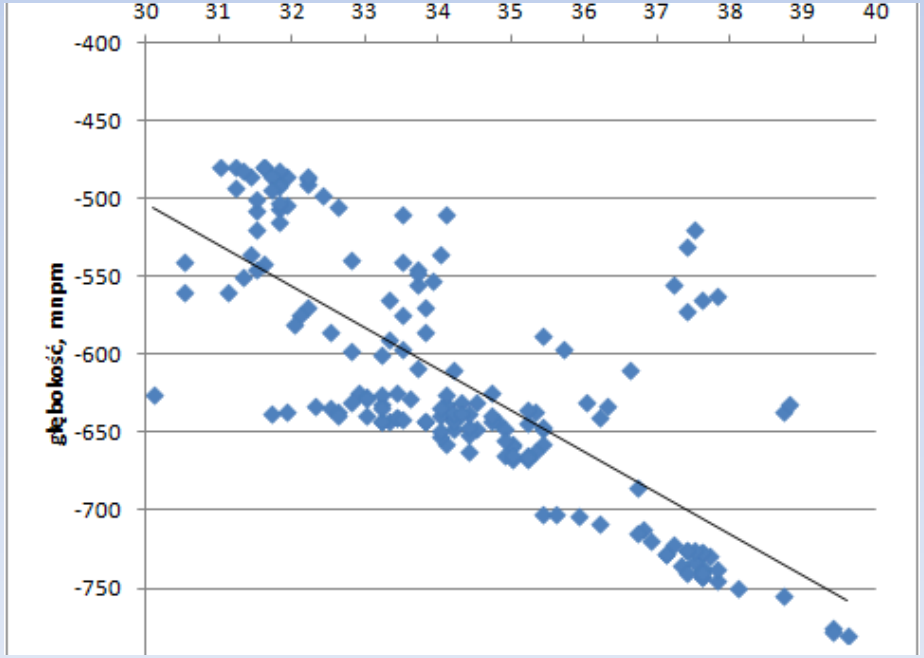
# Prognoza warunków klimatycznych

# Prognoza warunków klimatycznych

Rozkład temperatury pierwotnej górotworu w KWK Ruda Ruch Halemba zamieszczono w tabeli. Wielkości te uzyskano z interpolacji wyników pomiarów prowadzonych w wyrobiskach górniczych kopalni.

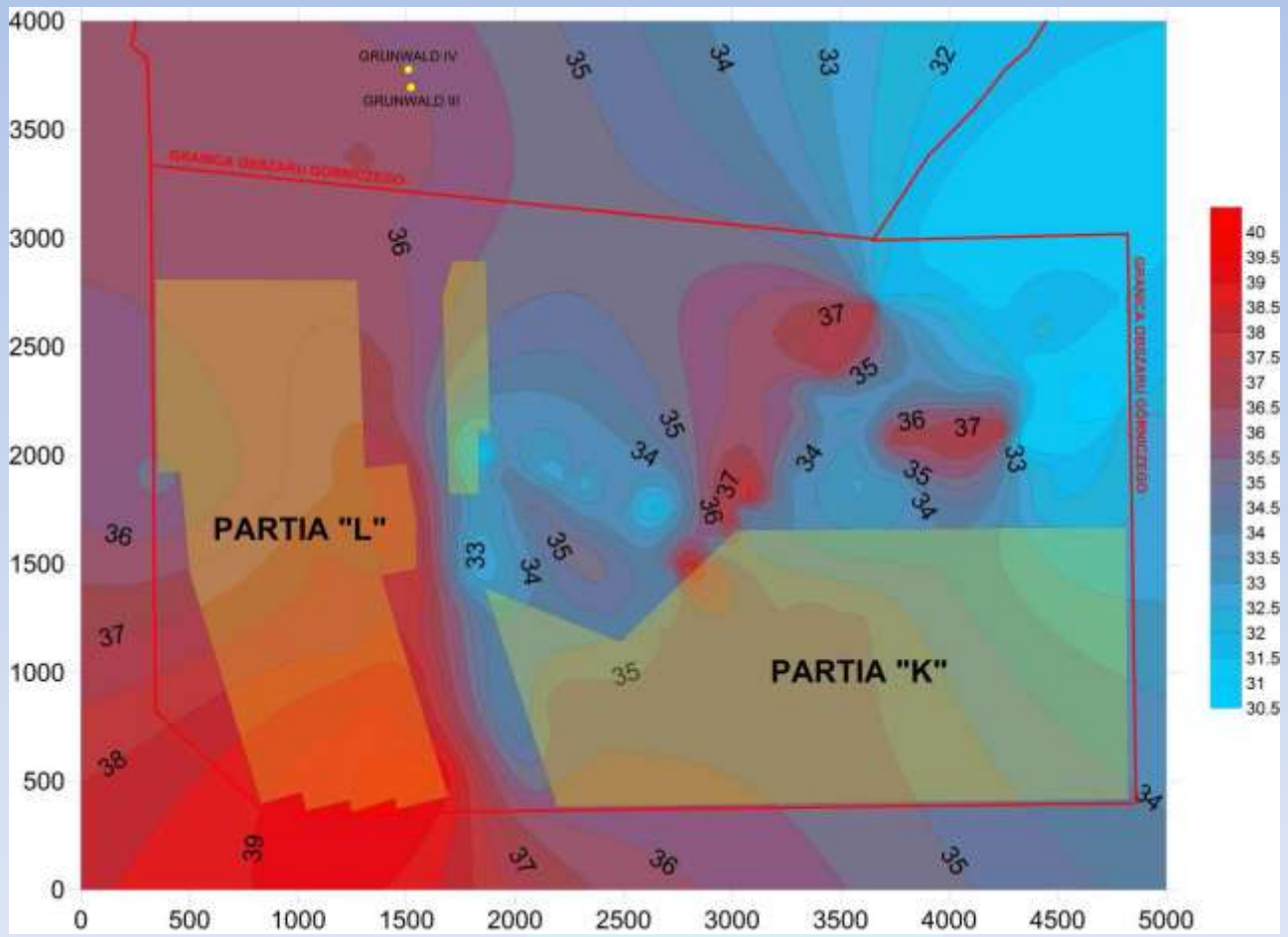
| Poziom | Głębokość [m n.p.m.] | Temperatura pierwotna górotworu [°C] |
|---|---|---|
| 830m | -550 | 33,5 |
| 1030m | -750 | 37,4 |

Wyniki pomiarów temperatury pierwotnej w funkcji głębokości.



# Prognoza warunków klimatycznych

Korzystając ze średniego stopnia geotermicznego wykonano mapę izolinii temperatury pierwotnej skał w pokładzie 405 i 410 w partii L i K.

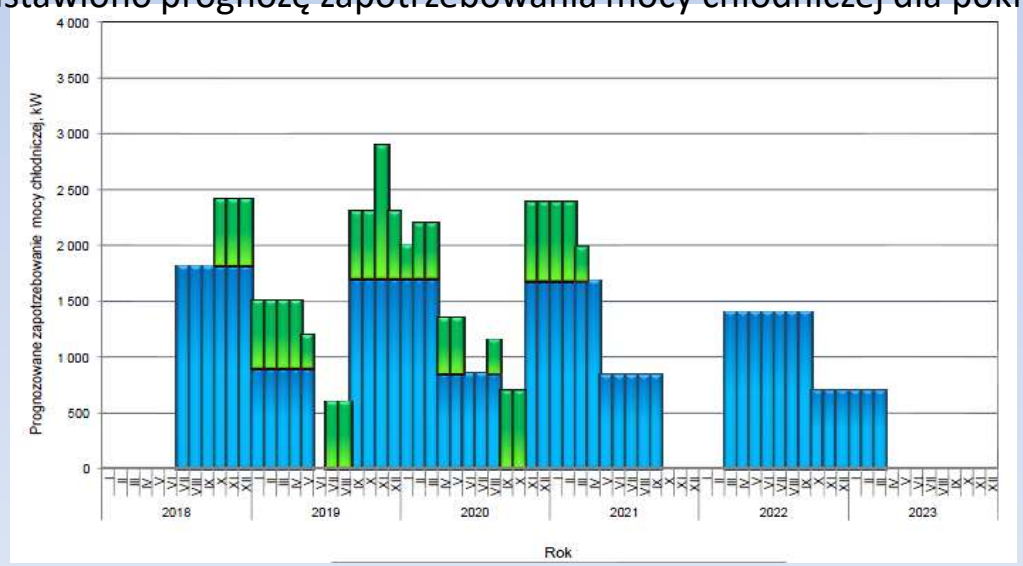


# Prognoza warunków klimatycznych

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.

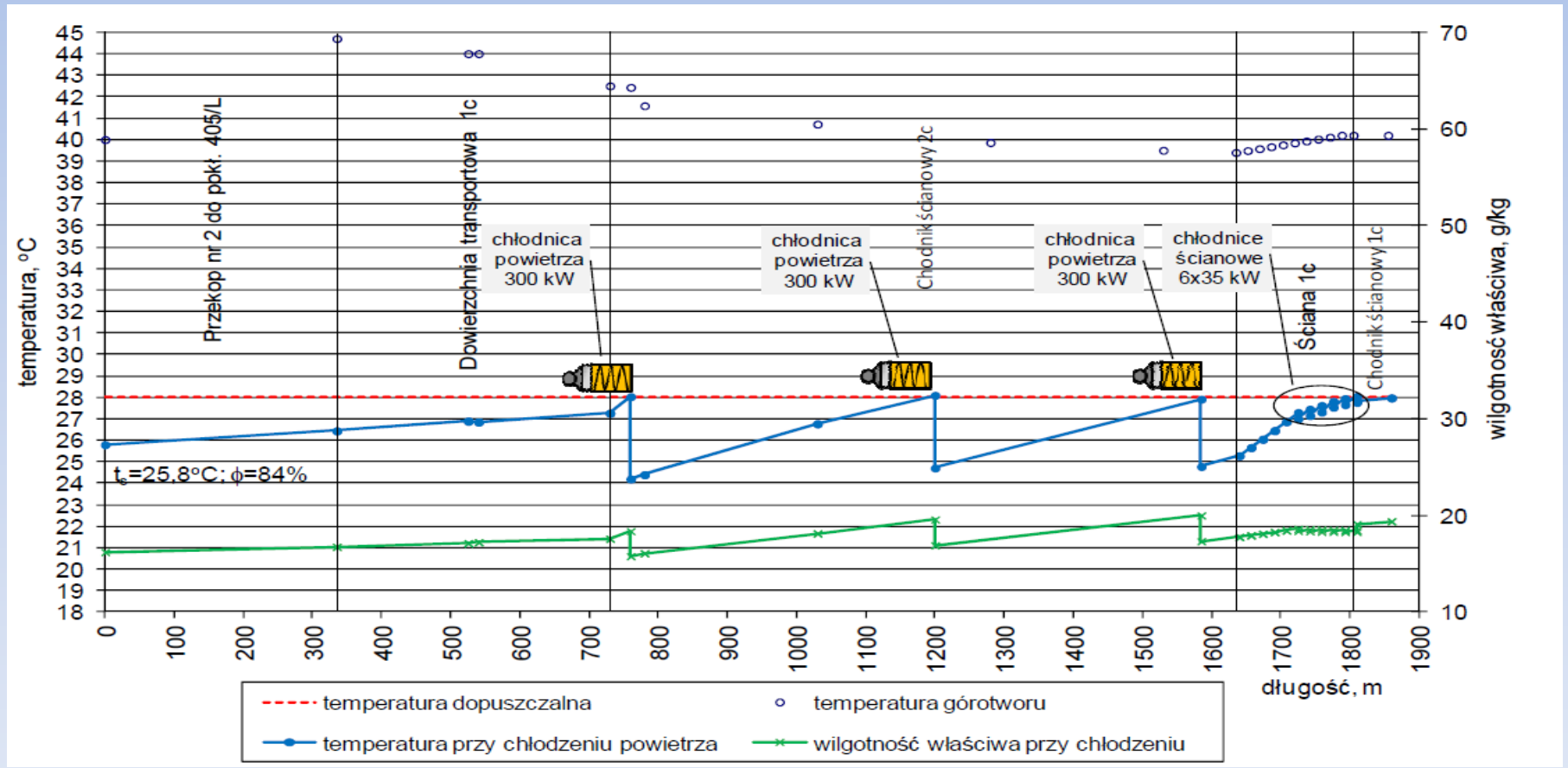
Na podstawie posiadanych dokumentacji prognozuje się, że dla drążenia wyrobisk ślepych w partii K i L w pokładzie 405 i 410 konieczne będzie zastosowanie jednej chłodnicy powietrza o mocy minimum 300kW na każde rozpoczęte 500 m wyrobiska a dla drążonych ścian zapewnienie mocy chłodniczej w ilości do 2000kW.

Poniżej przedstawiono prognozę zapotrzebowania mocy chłodniczej dla pokładu 405/L.



# Prognoza warunków klimatycznych

Przykładowy wynik prognozy temperatury dla chodnika ścianowego 2c i ściany 1c ze schładzaniem.



# Koncepcja rozwiązania klimatyzacji dla partii K i L

# Koncepcja rozwiązania klimatyzacji dla partii K i L

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.

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 1030m.

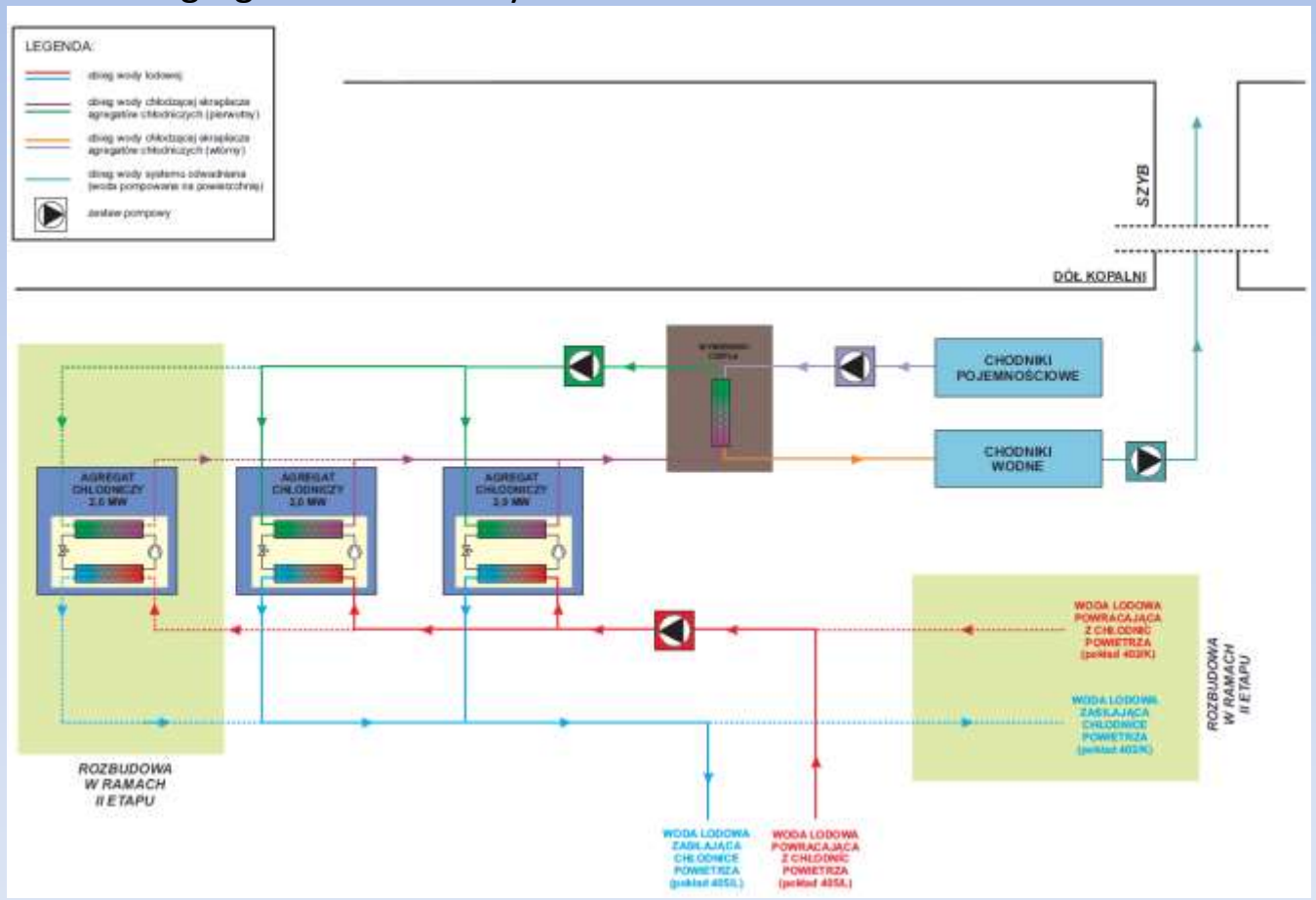
Mając na uwadze harmonogram robót górniczych planuje się w I etapie zabudowę agregatów chłodniczych o mocy 4,0 MW w latach 2017-2018 i skierowanie chłodu do pokładu 405/L. Natomiast w latach 2018-2019 w II etapie budowy nastąpi zwiększenie mocy o mocy 2,0 MW i skierowanie chłodu do pokładu 410/K.

Warunkiem rozbudowy klimatyzacji do etapu drugiego tj. 6,0MW będzie konieczność zapewnienie dopływu wody chłodzącej dołowej pompowanej w sposób ciągły na powierzchnię kopalni w ilości minimum 12,0 $m^3$/minutę.

Agregaty chłodnicze o mocy 3 x 2,0 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).

# Koncepcja rozwiązania klimatyzacji dla partii K i L

Na rysunku przedstawiono schemat ideowy zabudowy urządzeń chłodniczych, na stanowisku agregatów chłodniczych.



# Koncepcja rozwiązania klimatyzacji dla partii K i L

Układ chłodzenia składać się będzie z trzech obiegów: obiegu parownika, skraplacza i czynnika chłodniczego. W obiegu parownika woda lodowa będzie przepływać pomiędzy agregatami chłodniczymi, a chłodnicami powietrza zlokalizowanymi 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.
W celu zapewnienia odbioru ciepła w chłodnicy powietrza na poziomie 300 kW należy doprowadzić wodę lodową w ilości ~21 $m^3$/h.
W obiegu parowników agregatów chłodniczych o mocy 3 x 2,0 MW natężenie masowe wody lodowej będzie więc wynosić 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 7800kW ciepła skraplania. Natężenie masowe wody chłodzącej będzie wynosić 186,0 kg/s (669 $m^3$/h). Ciepło oddawane będzie do wody dołowej.

## Rurociągi, chłodnice i układy rejestrująco-pomiarowe

Obieg parownika stanowić będzie sieć rurociągów, które będą zabudowane pomiędzy agregatami chłodniczymi, a wyrobiskami w rejonie eksploatacji w pokładzie 405 i 410. Dla mocy chłodniczej równej 6,0 MW strumień wody chłodzonej wynosić będzie 107,14 kg/s (385,7 m3/h). Średnice rurociągów dobrane zostaną dla średniej prędkości przepływu wody 1¸2 m/s.

W układzie klimatyzacji będą zastosowane rurociągi z tworzywa sztucznego (laminatów poliestrowo-szklanych), które charakteryzują się małym współczynnikiem chropowatości.

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.

## Rurociągi, chłodnice i układy rejestrująco-pomiarowe

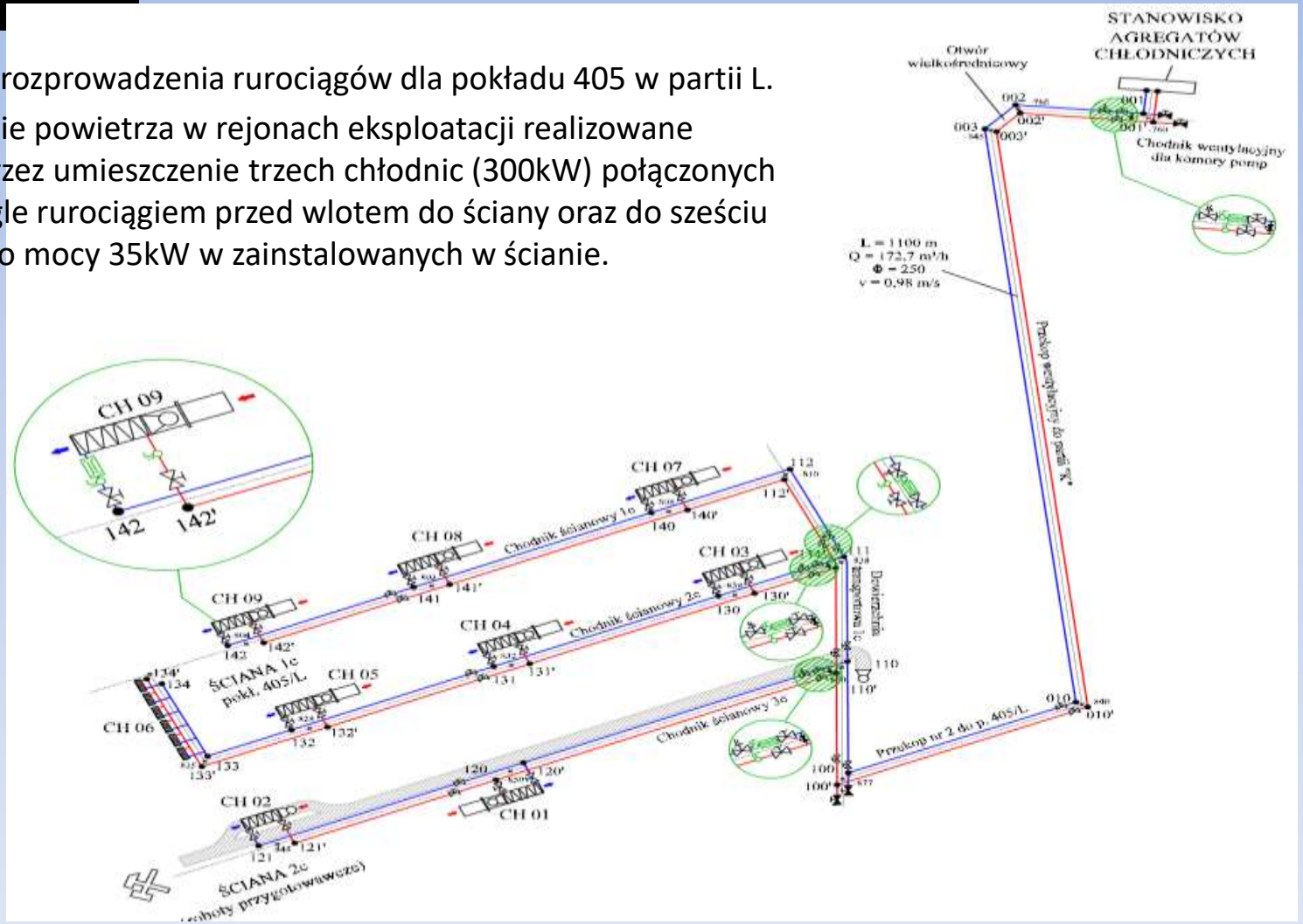
W rurociągach odgałęźnych znajdować się będą stacje pomiarowo – sterujące zakończone zaworami odcinającymi.
Układ monitoringu składać się będzie z dwóch przetworników temperatury i przepływomierza na rurociągu z wodą zimną zasilającą chłodnice.
Rozpływ wody do poszczególnych rejonów będzie regulowany za pomocą zaworów regulacyjnych na rurociągach odgałęziających się od rurociągu magistralnego.

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.

# Rurociągi, chłodnice i układy rejestrująco-pomiarowe

Schemat rozprowadzenia rurociągów dla pokładu 405 w partii L.

Chłodzenie powietrza w rejonach eksploatacji realizowane będzie przez umieszczenie trzech chłodnic (300kW) połączonych równolegle rurociągiem przed wlotem do ściany oraz do sześciu chłodnic o mocy 35kW w zainstalowanych w ścianie.



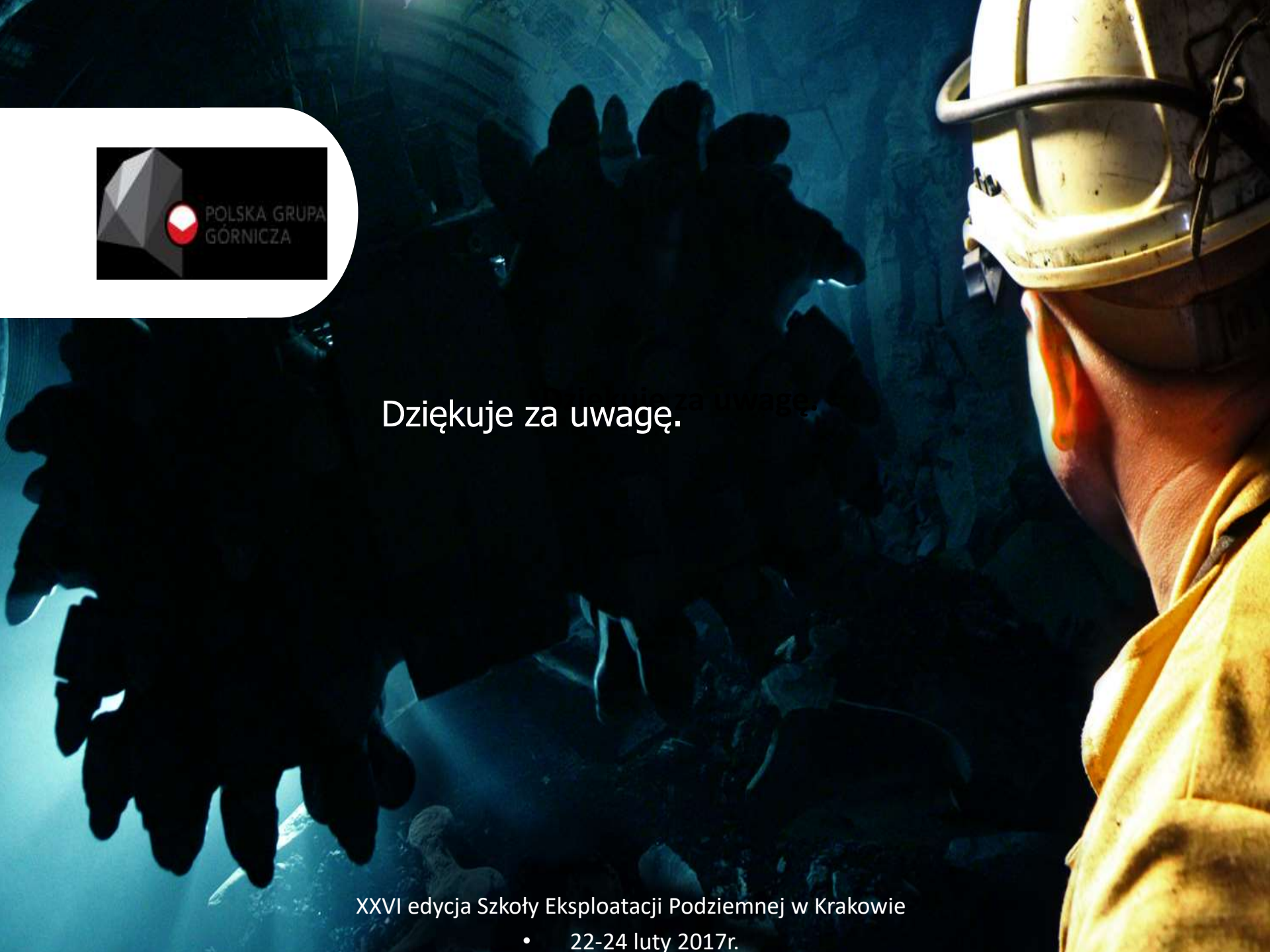
# Podsumowanie

## 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 Ruda Ruch Halemba eksploatacja w pokładzie 405 i 410 w partii L i K 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 1030m 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.




Dziękuje za uwagę.

# Nowe rozwiązania w urządzeniach wentylacyjnych stosowanych w wentylacji kombinowanej

Ryszard Krzykowski
*Przedsiębiorstwo Handlowo-Usługowe „EKO-WIN", Katowice*

Janusz Kubok
*Przedsiębiorstwo Handlowo-Usługowe „EKO-WIN", Katowice*

STRESZCZENIE: W artykule przedstawiono zmiany konstrukcyjne w wentylatorach lutniowych oraz lutniach wirowych stosowanych w wentylacji kombinowanej. Zmiany poprawiają bezpieczeństwo pracy i zmniejszają pracochłonność robót, szczególnie remontowych. Zmiany polegają na specjalnej obudowie silników elektrycznych, umożliwiających ich wymianę bez konieczności demontażu skrzynki przyłączeniowej silnika. Zmiany konstrukcyjne lutni wirowej umożliwiają szybkie wyregulowanie ilości powietrza wzdłuż szczeliny lutni wirowej.

SŁOWA KLUCZOWE: Górnictwo, wentylacja, wentylator, lutnia wirowa, silnik elektryczny

## 1. WSTĘP

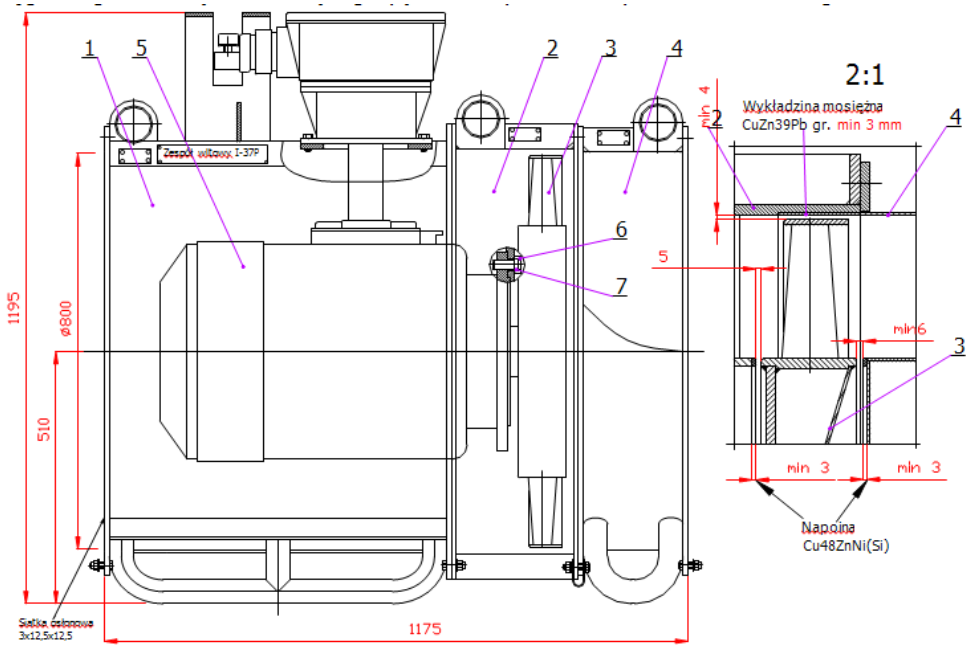
P.H.U. „EKO-WIN" jest producentem i dystrybutorem urządzeń odpylających typu UO, lutni wirowych typu WIR oraz wentylatorów górniczych. Zapewniamy kompleksowe zestawy urządzeń odpylających dla wentylacji kombinowanej oraz wentylatory elektryczne dla wentylacji lutniowej, urządzeń odpylających oraz klimatyzacji itp.

W trakcie eksploatacji zbieramy informacje w zakresie działania, celem ciągłej poprawy skuteczności pracy urządzeń, dostosowania do oczekiwań i sugestii użytkowników. Zajmujemy się również remontami naszych urządzeń. Pozwala to poprawiać konstrukcje, usprawniać proces remontowy celem skrócenia czasu jego prowadzenia.

Proponowane zmiany pozwolą zarówno na usprawnienie montażu urządzeń, jak również zmniejszenie pracochłonności w zakresie usuwania awarii lub czasu potrzebnego na regulacje parametrów użytkowych.

## 2. WENTYLATOR GÓRNICZY – ZMIANA KONSTRUKCJI OBUDOWY

Na przykładzie wielonapięciowego wentylatora górniczego typu WWG-1000/37/P przedstawiamy proponowane zmiany. Wentylator lutniowy osiowy zasadniczo składa się z elementów przedstawionych na rysunku 1.




Rys. 1. Schemat budowy Wielonapięciowego Wentylatora Górniczego WWG-1000/37/P, [2]
Figure 1. Schematic diagram of the Multi-Voltage Mining Fan WWG-1000/37/P, [2]

## 2.1. *Opis budowy wentylatora*

Górniczy Wentylator Elektryczny WWG-1000/37/P jest wentylatorem lutniowym, osiowym, napędzanym silnikiem elektrycznym. Składa się z dwóch zasadniczych części: zespołu wlotowego I-37P oraz kierownicy I-37. Wszystkie części wentylatora (oprócz silnika elektrycznego) są konstrukcjami spawanymi.

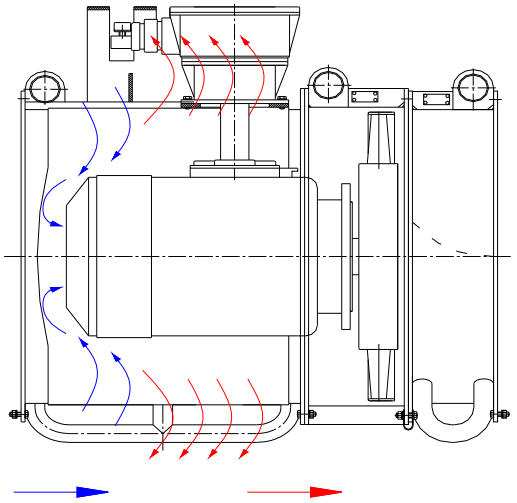
`Korpus zespołu wlotowego I-37P składa się z osłony silnika I-37P (poz. 1) oraz członu nośnego I-37 (poz. 2). Wewnątrz osłony silnika znajduje się silnik elektryczny dSOKg 200L2B-P (poz. 5), zamocowany kołnierzowo w członie nośnym. Na czopie wału silnika osadzony jest wirnik I-37-780 (poz. 3), zabezpieczony krążkiem zabezpieczającym, śrubą M20x50, podkładką odginaną. Osłona silnika i człon nośny połączone są ze sobą kołnierzowo i skręcone śrubami M12x45. Dla zapewnienia właściwego odprowadzania ładunków elektrostatycznych, na każdym złączu kołnierzowym umieszczone jest jedno złącze mostkujące, przykręcone do podkładek cynowanych. Skrzynka zaciskowa silnika elektrycznego jest wyprowadzona na górną część osłony silnika i zamocowana na kadłubie. Silnik jest odizolowany od strumienia powietrza przepływającego przez wentylator i jest chłodzony powietrzem wpływającym do wnętrza osłony z otoczenia wentylatora. Schemat chłodzenia przedstawiono na rys. 2. Silnik mocowany jest za pomocą 4 śrub M20 (poz.6) do członu nośnego. Śruby M20 zabezpieczone są podkładkami odginanymi (poz. 7).

Człon nośny I-37, w miejscu pracy wirnika, jest wyłożony wykładziną mosiężną CuZn39 (gr. min 3 mm). Powierzchnie członu nośnego I-37 oraz kierownicy I-37 w miejscu najwięk-

szego prawdopodobieństwa ich zatarcia z wieńcem wirnika, pokryte są napoiną mosiężną( gr. min 3 mm) wykonana z Cu48ZnNi(Si). W ten sposób konstrukcja wentylatora jest zabezpieczona przed niebezpieczeństwem powstania iskier mogących spowodować zapłon mieszanki wybuchowej metanu z powietrzem lub pyłu węglowego z powietrzem w przypadku oderwania się łopatek wirnika bądź ocierania wirnika o człon nośny lub kierownicę.

Do wentylatora zamocowane są elementy nośne, służące do podwieszania wentylatora w czasie transportu i montażu, zaś pod wentylatorem umieszczone są płozy, umożliwiające stabilne postawienie wentylatora na spągu.

Na kadłubie zespołu wlotowego umieszczone są tabliczki: znamionowa, informacyjna, pomocnicza oraz tabliczka informacyjna silnika elektrycznego, jak również umieszczone są strzałki kierunkowe, określające kierunek przepływu powietrza przez wentylator i kierunek obrotów wirnika. Wlot do wentylatora jest zabezpieczony, umieszczonym na wlocie, zespołem siatki osłonowej z siatką stalową o okach wielkości max 3x12,5x12,5 mm. W przypadku stosowania wentylatora wyłącznie do przewietrzania siatka może mieć wymiary 3x50x50 mm.




Rys. 2. Schemat chłodzenia silnika w wentylatorze typu B, [2]
Figure 2. Diagram of cooling the engine in fan type B, [2]

## 2.2. *Wyposażenie elektryczne*

Wyposażenie elektryczne wentylatora stanowi silnik elektryczny budowy ognioszczelnej typu dSOKg 200L2B-P produkcji Maszyny Elektryczne Celma S.A. Cieszyn, posiadający stosowny certyfikat wynikający z dyrektywy 94/9WE (ATEX) wraz z udokumentowaniem.

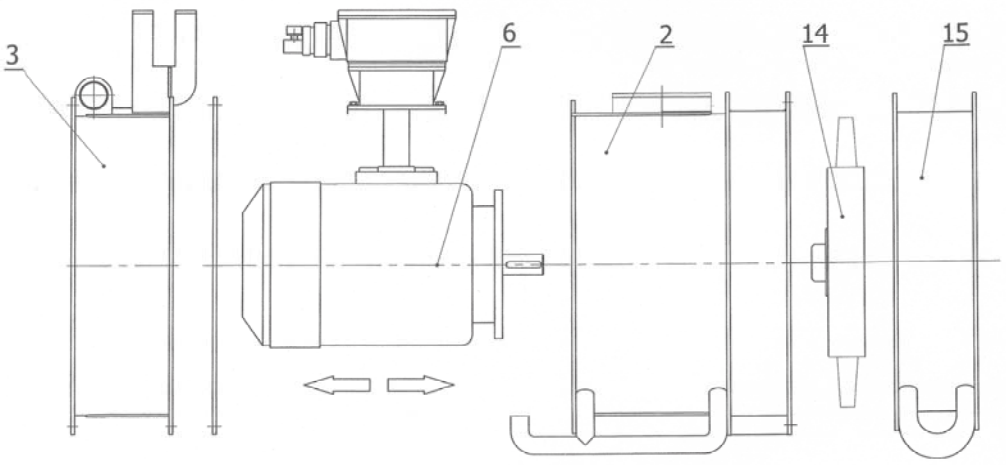
W trakcie montażu takiego wentylatora postępuje się następująco:

Pod względem mechanicznym silnik elektryczny połączony jest rurą łącznikową ze skrzynką przyłączeniową. W trakcie montażu silnika w korpusie wentylatora skrzynka przyłączeniowa jest odkręcona od rury łącznikowej po uprzednim rozłączeniu przewodów elektrycznych, a

rura łącznikowa jest odkręcona od korpusu silnika elektrycznego. Po przykręceniu silnika do członu nośnego ponownie montuje się rurę łączącą i skrzynkę przyłączeniową wraz z przewodami elektrycznymi i zgodnie z instrukcją silnika zakłada się przewody elektryczne. Potem następuje zabudowa wirnika wentylatora, członu nadłopatkowego, kierownicy wentylatora itd. Najważniejsze w tym montażu są czynności związane z zabudową silnika elektrycznego z uwagi na specjalistyczne czynności związane z montażem poszczególnych elementów „mechanicznych" korpus silnika, rura łącznikowa, skrzynka przyłączeniowa) i elektrycznych silnika (zaciski, przewody, czujniki, itd.). Wymaga to oczywiście dokładności, kontroli, sprawdzenia i musi być wykonane przez doświadczonego elektromontera z odpowiednimi uprawnieniami.

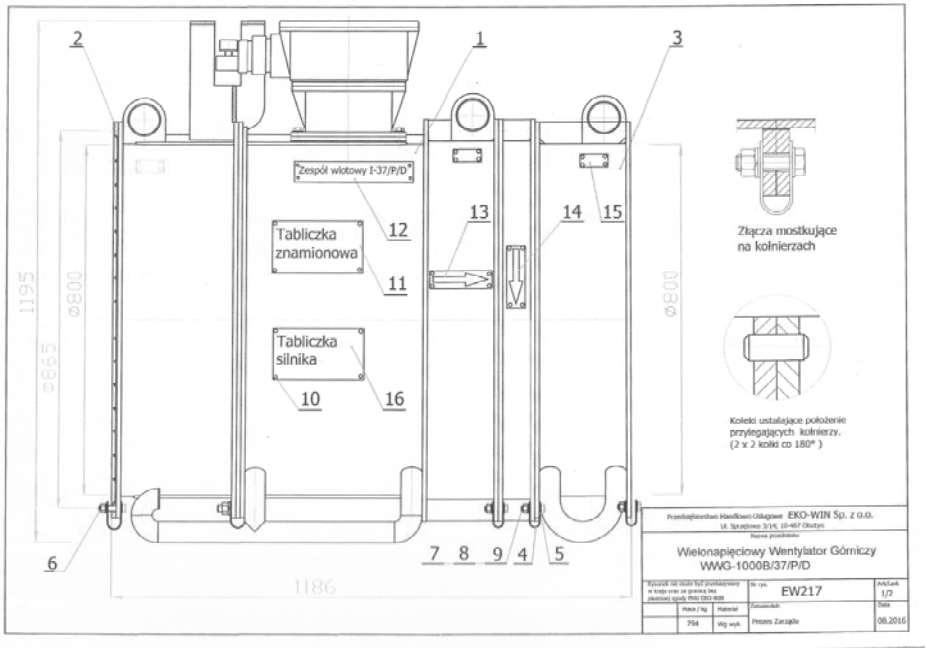
Najczęściej występujące awarie spowodowane były przetarciem przewodów elektrycznych na połączeniu silnik – rura łącząca lub błędami ludzkimi w kolejności połączenia przewodów elektrycznych, nieczytelnymi oznaczeniami przewodów elektrycznych [6].

W ramach usprawnień w tym zakresie proponuje się zmiany konstrukcyjne w obudowie silnika elektrycznego i korpusu wentylatora (zespołu wlotowego) tak, aby uniknąć czynności związanych z dotychczasowym procesem montażowym. Rozwiązaniem jest prostopadły do osi podział kadłuba wentylatora na odcinku od skrzynki zaciskowej do wlotu powietrza do silnika elektrycznego, z przecięciem kanału powietrznego. Powstają dwa rozłączne elementy kadłuba. Silnik elektryczny może być swobodnie zabudowany lub wybudowany bez demontażu jego części. Miejsce przecięcia uszczelnione jest uszczelką o kształcie dostosowanym do przekroju przecięcia. Powyższe przedstawiono na rysunku nr 3, a po złożeniu na rysunku nr 4.




Rys. 3. Zmiany w konstrukcji wentylatora
Figure 3. Changes in the design of the fan

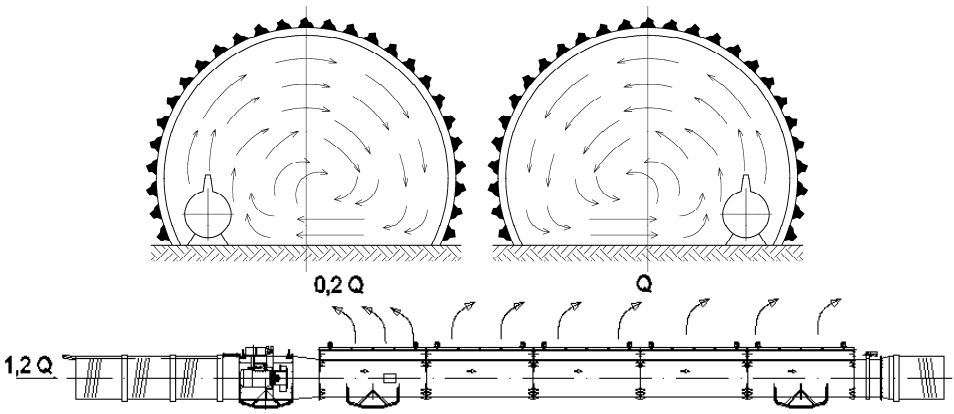
Powyższe rozwiązanie eliminuje przyczyny powstawania awarii i skraca czas ich usunięcia, i jest zastrzeżone wzorem użytkowym nr W.125732 z dnia 04.11.2016 r.




Rys. 4. Zmiany w konstrukcji wentylatora
Figure 4. Changes in the design of the fan

## 3. LUTNIA WIROWA

Zgodnie z obowiązującymi przepisami lutnia wirowa jest zakończeniem zasadniczego lutniociągu tłoczącego w systemach z wentylacją kombinowaną, wyposażonych w odpylacz przodkowy [1]. Na rys. 5 przedstawiono schemat prawidłowego obiegu powietrza w wyrobisku podczas pracy lutni wirowej. Przedstawiono też budowę lutni wirowej.




Rys. 5. Schemat prawidłowego obiegu powietrza w wyrobisku podczas pracy lutni wirowej [3]
Figure 5. Diagram of correct air circulation in the excavation when working whirl flow air-duct [3]

### 3.1. *Opis budowy lutni wirowej*

W skład lutni wirowej WIR-700P, pokazanej na rysunku nr 5, wchodzą następujące główne zespoły:
- drąg zasobnika lutni
- króciec zasobnika lutni
- zespół napędowy ZN-800P
- stożek przejściowy ∅800/∅700
- segment 700 z płozami (2 sztuki)
- segment 700 bez płóz (3 sztuki)
- klapa
- króciec lutni elastycznej 800

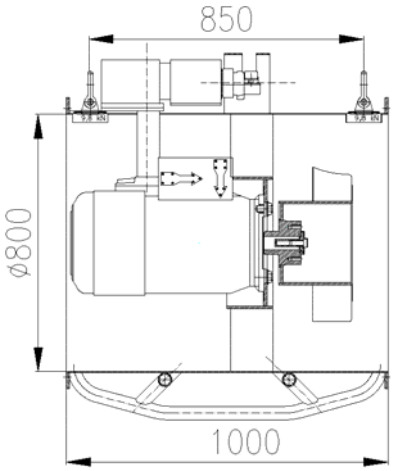
Lutnie posiadają trzy wykonania, ze względu na zmienność średnicy nominalnej lutni elastycznych przyłączanych do zasobnika lutni elastycznych po stronie wlotowej. W konsekwencji wprowadzono różne wysokości płóz zespołu napędowego ZN-800P i segmentów lutni wirowej (dla lutni ∅800 lub ∅1000 lub ∅1200).

### 3.2. *Segmenty lutni wirowej*

Zasadniczymi zespołami lutni wirowej są jej segmenty, mające kształt lutni blaszanych wyposażonych w szczelinę wargową, której ściany tworzą dyszę wylotową służącą do kierowania strumieniem powietrza stycznie do obudowy chodnika. Szerokość szczeliny jest regulowana za pomocą śrub i nakrętek. Segmenty są skręcone ze sobą śrubami. Lutnia wirowa zawiera dwa segmenty z płozami do przesuwania lutni po spągu oraz trzy segmenty bez płóz.

### 3.3. *Zespół napędowy*

Zespół napędowy ZN-800P (rysunek 6) składa się z kadłuba, wewnątrz którego umiejscowiony jest silnik elektryczny, na czopie wału, którego zamocowany jest wirnik, zabezpieczony za pomocą krążka zabezpieczającego z podkładką odginaną i zamocowany za pomocą śruby M16. Silnik elektryczny jest umiejscowiony w osłonie kadłuba i jest chłodzony powietrzem przepływającym przez lutnię wirową i wtłaczanym do wyrobiska. Przepływ powietrza wewnątrz silnika wymuszany jest jego własnym wentylatorem. Zaciski elektryczne silnika umiejscowione są w skrzynce zaciskowej, wyprowadzonej na zewnątrz kadłuba zespołu napędowego. Pomiędzy średnicą wewnętrzna wirnika a obudową występuje szczelina rzędu 160 mm.




Rys. 6. Zespół napędowy ZN-800P, [3]
Figure 6. Drive unit type ZN-800P, [3]

3.3. *Zasobnik lutni elastycznej*

Króciec zasobnika lutni, drąg zasobnika lutni, kabłąki po stronie wlotowej tworzą zasobnik lutni elastycznej. Na zasobniku zgromadzone jest ok. 15 m lutni elastycznych, które rozciągane są podczas przesuwania lutni wirowej w miarę postępu przodka wyrobiska.

3.4. *Segmenty przejściowe na wylocie z lutni*

Na wylocie lutni wirowej WIR-700P zainstalowany jest stożek przejściowy ∅800/∅700, do którego można przyłączyć lutnię elastyczną o średnicy 800 mm, służącą do regulacji odległości wylotu powietrza z lutni wirowej od czoła przodka, stosownie do obowiązujących przepisów górniczych (maksymalnie 8 lub 12 m).

3.5. *Klapa ręczna*

W lutni wirowej WIR-700P dodatkowo może zostać zastosowana klapa ręczna 700. Klapa montowana jest pomiędzy ostatnim segmentem lutni wirowej a stożkiem przejściowym ∅700/∅800. Klapa ręczna składa się z kadłuba oraz tarczy poruszanej za pomocą dźwigni ręcznej pomiędzy położeniami „otwarte" i „zamknięte". Aktualne położenie tarczy powinno być zaznaczone za pomocą strzałki umieszczonej na dźwigni ręcznej oraz oznaczeń „O" (otwarte) i „Z" (zamknięte), umieszczonych na kadłubie klapy. Klapa jest wyposażona w śrubę motylkową, która pozwala na zabezpieczenie położenia klapy w pozycji otwartej bądź zamkniętej i zapobiegniecie przypadkowemu jej przestawieniu.

3.6. *Cel i zasada działania lutni wirowej*

Celem działania lutni wirowej jest sterownie kierunkiem przepływu powietrza w wyrobisku korytarzowym przewietrzanym wentylacją kombinowaną z pomocniczym lutniociągiem ssą-

cym wyposażonym w urządzenie odpylające oraz rozrzedzanie przystropowych nagromadzeń metanu.

Realizacja tego celu odbywa się w dwóch następujących stanach pracy lutni wirowej, wyposażonej w zespół napędowy ZN-800P:

Wentylacja kombinowana jest wyłączona, zespół napędowy nie pracuje.

Lutnia wirowa realizuje typową wentylację tłoczącą, kierując zasadniczą część powietrza wentylacyjnego osiowo w kierunku czoła wyrobiska korytarzowego. Powietrze wentylacyjne przepływa swobodnie przez segmenty lutni wirowej.

Wentylacja kombinowana jest włączona, zespół napędowy pracuje.

Powietrze wentylacyjne dopływające do zespołu napędowego zostaje w nim zawirowane i zmieniając kierunek przepływu, wypływa przez szczelinę w segmentach lutni wirowej. Odpowiednio ukształtowane aerodynamicznie ściany szczeliny kierują strumień powietrza stycznie do ociosu wyrobiska korytarzowego w kierunku stropu. Strumień powietrza omywający strop usuwa skutecznie gromadzący się tam metan. Powietrze przy stropie może osiągać prędkość do 1,5 m/s. Nie ma uderzenia strumienia powietrza o czoło wyrobiska.

W przypadku stosowania lutni wirowej wyposażonej w zespół klapy sterowanej ręcznie, w razie braku pracy zespołu napędowego (awaria, wymontowanie, odłączenie), realizacja celu działania lutni wirowej odbywa się w dwóch następujących stanach pracy:

Wentylacja kombinowana jest wyłączona, a klapa ręczna jest ustawiona w położeniu otwartym.

Lutnia wirowa realizuje typową wentylację tłoczącą, kierując zasadniczą część powietrza wentylacyjnego osiowo w kierunku czoła wyrobiska korytarzowego. Powietrze wentylacyjne przepływa swobodnie przez segmenty lutni wirowej.

Wentylacja kombinowana jest włączona a klapa ręczna ustawiona jest w położeniu zamkniętym.

Powietrze wentylacyjne dopływające do segmentów lutni wirowej zmienia kierunek przepływu, wypływając teraz przez szczelinę (szczeliny) w segmentach lutni. Odpowiednio ukształtowane aerodynamicznie ściany szczeliny kierują strumień powietrza stycznie do ociosu wyrobiska korytarzowego w kierunku stropu. Strumień powietrza omywający strop usuwa skutecznie gromadzący się tam metan. Powietrze przy stropie może osiągać prędkość do 1,5 m/s. Nie ma uderzenia strumienia powietrza o czoło wyrobiska.

Realizacja wentylacji kombinowanej za pomocą sterowania klapą może być stosowana tylko w sytuacji awarii, wybudowania lub odłączenia zespołu napędowego i tylko pod nadzorem Wyższego Dozoru Kopalni lub upoważnionych i przeszkolonych osób, znających zasady stosowania wentylacji kombinowanej.

W czasie pracy lutni wirowej z zespołem napędowym, jeżeli klapa ręczna jest zamontowana, musi ona być ustawiona w położeniu otwartym i trwale zabezpieczona przed samoczynną zmianą położenia za pomocą śruby motylkowej. W przypadkach zacięcia klapy lub braku pewności, co do zabezpieczenia klapy przed samoczynną i niekontrolowaną zmianą położenia, klapę należy zdemontować i wyremontować.

Przy sprawnie działającym zespole napędowym, klapa ręczna może zostać zdemontowana.

### 3.7. *Wyposażenie elektryczne*

Wyposażenie elektryczne lutni wirowej stanowi silnik elektryczny typu dSOKg 160L2-P zespołu napędowego ZN-800P, posiadający stosowny certyfikat wynikający z dyrektywy 94/9 WE (ATEX). Silnik jest przełączalny na napięcie 500 lub 1000 V.

3.8. *Zmiany w konstrukcji lutni wirowej*

Zgodnie z wymaganiami stawianymi dla lutni wirowej wg normy PN-G-43042:2011 [4] szczelina lutni wirowej powinna mieć łącznie długość 10m. Konstrukcja szczeliny wylotowej powinna umożliwiać regulację jej szerokości na całej długości. W trybie przepływu szczelinowego co najmniej 95% strumienia objętości powietrza przepływającego przez lutnię wirową powinno wypływać przez szczelinę wylotową. Szerokość szczeliny wylotowej lutni powinna być dostosowana wzdłuż jej długości tak, aby wypływ powietrza ze szczeliny był najmniejszy na jej końcu.

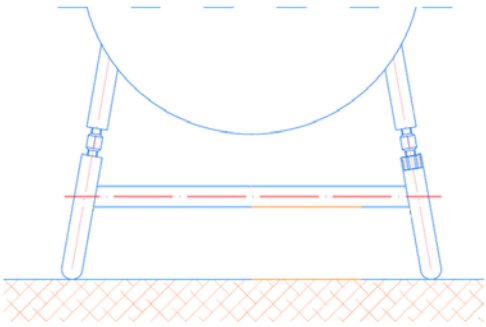
Dotychczas sposób regulacji szczeliny wylotowej realizowany poprzez przekręcanie śrub zabudowanych na każdym segmencie lutni wirowej. Wymagało to pracy co najmniej 2 pracowników przez okres co najmniej 2 godzin aby wyregulować i skontrolować prawidłowy przepływ powietrza (25 śrub regulacyjnych, po 5 na każdy segment).

Proponowane rozwiązanie usprawnienia procesu regulacji szczeliny wylotowej lutni wirowej i to w zakresie od 40 mm do 150 mm, to zastosowanie na każdym segmencie po dwie śruby grubozwojowe z pokrętłami umożliwiającymi regulację wypływu powietrza w okresie znacząco krótszym i przez jednego pracownika – maksymalnie do 10 minut [5].

Lutnie wirowe zakończone są tzw. zasobnikiem lutniowym przystosowanym swoją średnicą do lutni Ø800, Ø1000 lub Ø1200. W standardzie zespół lutni wirowej posiada średnicę Ø800. Celem dopasowania średnicy lutni wylotowej lutniociągu zasadniczego oraz uniknięcia dodatkowego zastosowania redukcji z lutni Ø1200 do Ø1000 lub Ø800 należy odpowiednio wykonać płozy zarówno dla zespołu napędowego jak również dla dwóch segmentów z płozami lutni wirowej. Dotychczas rozwiązanie stanowiły segmenty przystosowane do poszczególnych średnic lutni lutniociągu zasadniczego. Aktualnie modyfikacje stanowią regulowane przy pomocy połączenia typu „śruba rzymska" podpory (rys. 7) umożliwiające płynne regulowanie wysokości płóz segmentów i zespołu napędowego lutni wirowej uwzględniające nie tylko możliwe zmienne średnice lutniociągów, ale także warunki lokalne eksploatacji urządzenia.

Nowy sposób łączenia poszczególnych segmentów lutni wirowej umożliwia też ustawienie strumienia powietrza wypływającego przez szczelinę wylotową pod kątem $\pm 20^{o}$ od pionu. Pozwala to na dostosowanie kierunku wypływu powietrza do warunków lokalnych.

Kolejna modernizacja dotyczy również zmiany w obudowie zespołu napędowego tak, aby montaż silnika elektrycznego odbywał się bez konieczności demontażu skrzynki przyłączeniowej.



Rys. 7. Regulowane płozy w segmentach lutni wirowej
Figure 7. Regulated skids in segments of whirl flow air-duct

## ZAKOŃCZENIE

Przedstawione propozycje modernizacji konstrukcji wentylatorów i lutni wirowej spełniają podstawowe zamierzenia:

- usprawnienie montażu silnika elektrycznego zarówno w wentylatorach lutniowych, jak również w zespołach napędowych lutni wirowych,
- ograniczenie pracochłonności i czasu usuwania awarii, nawet w warunkach dołowych,
- umożliwienie sprawnego regulowania parametrów użytkowych lutni wirowej oraz dostosowanie do zmiennych warunków górniczo-geologicznych pracy lutni wirowej.

## LITERATURA


[1] Krzykowski R., Szlązak N., Szlązak J., Obracaj D. 2008: Odpylanie powietrza podczas drążenia wyrobisk korytarzowych. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH.
[2] Instrukcja nr WG10.176/1IN. Lutnia wirowa WIR-700P. Wydanie 2, październik 2013r.
[3] Instrukcja nr EW200/IN. Wielonapięciowy Wentylator Górniczy WWG-1000/37/P. Wydanie 1, styczeń 2014r.
[4] Polska Norma PN-G-43042: Lutnie wirowe w górnictwie podziemnym. Wymagania i badania.
[5] Krzykowski R., Szlązak N., Obracaj D. 2007: Skuteczność odpylania w warunkach zagrożenia metanowego. Prace Naukowe GIG nr IV/2007, str. 241.
[6] Krzykowski R., Chwałek A., 2013: Wpływ warunków górniczych na sprawność i działanie urządzeń górniczych. Materiały 7 Szkoły Aerologii Górniczej, tom II, str. 289.


# New Solutions in Ventilation Devices Used in Combined Ventilation


The paper presents the design changes in mining fans and whirl flow air-ducts used in combined ventilation. Changes improve operational safety and reduce labor intensity of work, especially renovations. Changes are based on a special housing of electric motors, allowing their replacement without having to remove the motor connection box. Design changes in the whirl flow air-duct allows to quickly adjust the amount of air along the slot of whirl flow air-duct.

# Systemowe podejście do cyfryzacji w procesach technologicznych w górnictwie

Artur Kozłowski
*Instytut technik Innowacyjnych EMAG*

Piotr Wojtas
*Centrum Naukowo Przemysłowe EMAG S.A.*

STRESZCZENIE: W artykule zaprezentowano systemowe podejście do cyfryzacji w górnictwie obejmujące proces produkcyjny, nadzoru i zarządzania. Scharakteryzowano zagadnienie ciągłości działania infrastruktury krytycznej w kontekście obiektu przemysłowego – kopalni. Omówiono rozwiązanie kompleksowego oferowanego przez Grupę CNP EMAG – Zintegrowanego Systemu Bezpieczeństwa „SILESIA" będącego przykładem podejścia systemowego skutecznie wdrożonym do przemysłu. Zawarto informację dotyczące projektowania rozwiązań technicznych na poziomie sprzętowym i oprogramowania z możliwością oceny projektowanych rozwiązań w Pracowni Rozwoju Technologii Bezpieczeństwa Informacji SecLab w Instytucie EMAG.

SŁOWA KLUCZOWE: Cyfryzacja, SILESIA, SecLab, systemy rozproszone

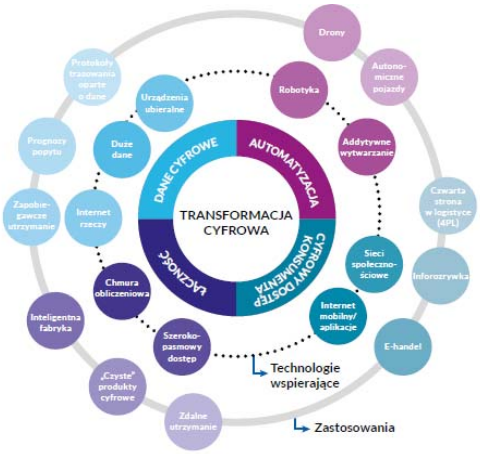
## 1. WPROWADZENIE

Cyfryzacja szeroko rozumianej dzisiaj gospodarki jest jedną z najbardziej dynamicznych zmian naszych czasów. Otwiera ona bowiem i jednocześnie stwarza nowe możliwości w tworzeniu modeli biznesowych. Skutkuje to z kolei dużą niepewnością oraz powstawaniem nowych, różnego rodzaju zagrożeń, które związane są m.in. ze skutkami automatyzacji procesów (technologicznych, wytwórczych, itp.) czy też bezpieczeństwa. Z drugiej jednak strony należy pamiętać, że szeroko rozumiana cyfryzacja jako ciągły proces konwergencji rzeczywistego i wirtualnego świata staje się głównym motorem innowacji i zmian w większości sektorów gospodarki. Aktualnie można powiedzieć, że kluczowymi czynnikami napędzającymi rozwój gospodarki są m.in.:

- Internet rzeczy ( IoT),
- wszechobecna łączność,
- aplikacje i usługi oparte na chmurze obliczeniowej,
- analityka dużych zbiorów danych (BDA) oraz duże dane działające jako usługa (BDaaS),
- automatyzacja oraz robotyzacja,
- wielokanałowe oraz wszechkanałowe modele dystrybucji produktów i usług.

Wyznaczony kierunek jest nieunikniony, dlatego też przedsiębiorstwa, a nawet można powiedzieć cała gospodarka, aby sprostać tym zmianom, muszą dokonać tzw. transformacji cyfrowej, co zresztą już się dzieje. Przejawem adaptacji do funkcjonowania w warunkach gospodar-

ki cyfrowej i społeczeństw w poszczególnych sektorach stały się m.in.: koncepcje Przemysł 4.0, Motoryzacja 4.0 czy Logistyka 4.0.
W raporcie przygotowanym w 2015 roku przez firmę konsultingową Roland Berger na zlecenie Federalnego Związku Przemysłu Niemieckiego (BDI) na podstawie badania kluczowych dla niemieckiej i europejskiej gospodarki sektorów zidentyfikowane zostały cztery dźwignie procesu transformacji cyfrowej (rys. 1): cyfrowe dane, automatyzacja, łączność oraz cyfrowy dostęp konsumentów [8].




Rys. 1. Czynniki napędzające transformację cyfrową przemysłu
Figure.1 Factors driving the digital transformation of industry

W ostatnich kilku latach automatyzacja i robotyzacja wkraczają w coraz nowe dziedziny życia. Najszybciej rośnie rynek robotów przemysłowych [12]. Robotyzacja produkcji, przyczyniając się do poprawy konkurencyjności przedsiębiorstw, zwiększa ogólny poziom konkurencyjności polskiego przemysłu i całej polskiej gospodarki. Obecne tempo robotyzacji jest jednak niezadowalające, a brak przyspieszenia spowoduje, że będzie się pogarszać ogólny poziom konkurencyjności polskich wyrobów przemysłowych na rynkach międzynarodowych. W Polsce nadal też istnieje duża luka informacyjna dotycząca możliwości zastosowania robotów przemysłowych oraz efektów, jakie ich wdrożenie może przynieść przedsiębiorstwom [6]. Według Gartnera, w 2016 roku i kolejnych latach najistotniejsze będą trzy trendy związane z automatyzacją: relacje pomiędzy ludźmi i maszynami (P2M), inteligencja maszyn stosowana w środowisku pracy, a także ewolucja tzw. Nexus of Forces, tj. konwergencja mediów społecznościowych, mobilności i chmury obliczeniowej. Potwierdza to także raport Accenture Technology Vision 2016 [1], w świetle którego jednym z kluczowych trendów jest zmiana podejścia w wykorzystaniu sztucznej inteligencji w procesach biznesowych. W inteligentnej automatyce nie chodzi o zastąpienie ludzi przez maszyny, ale o zwiększenie efektywności operacyjnej dzięki wykorzystaniu interakcji pomiędzy ludźmi i maszynami. Wraz z rozwojem sieci systemów informatycznych i komunikacyjnych, wdrażaniem technologii chmury oraz rozpowszechnieniem się Internetu wszechrzeczy wzrasta liczba ataków i innych zewnętrznych zagrożeń cybernetycznych. Zagadnienia związane z cyberbezpieczeństwem nabierają znaczenia na wszystkich

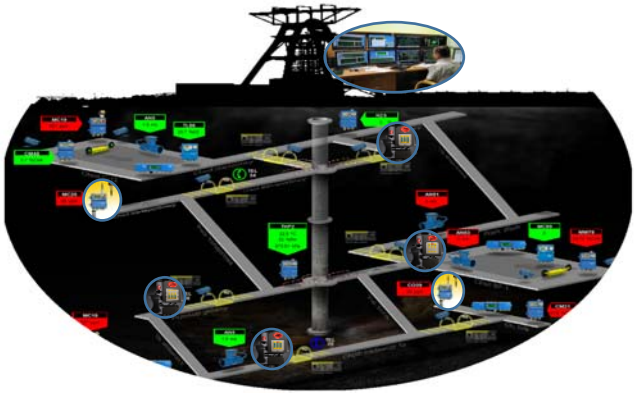
poziomach – administracji publicznej, instytucji finansowych, międzynarodowych korporacji, małych i średnich firm oraz użytkowników indywidualnych. Bardzo ważną grupą stają się zakłady przemysłowe z powodu coraz większej ilości stosowanych systemów informatycznych i związaną z tym ilość danych. Systemy te są różne, możemy je systematyzować wg rodzaju, zastosowania, funkcji, ilości danych, itp. W związku z tak dużą ilością danych i obiektów, funkcjami bezpieczeństwa czy sterowania, bardzo ważne stają się zagadnienie związane z wspominanym już bezpieczeństwem danych, jak również z bezpieczeństwem (ciągłością działania) procesów. [5]
W artykule przedstawiono Zintegrowany System Bezpieczeństwa SILESIA oraz podejście systemowe do procesów z zakładzie wydobywczym będącym elementem infrastruktury krytycznej. Zaprezentowano narzędzia do zapewnienia ciągłości działania i projektowania rozwiązań o podwyższonym bezpieczeństwie na przykładzie prac naukowo badawczych. Przedstawione przykłady rozwiązań zostały opracowane w wyniku współpracy Instytutu EMAG z partnerami z Grupy CNP EMAG.

## 2. ZINTEGROWANY SYSTEM BEZPIECZEŃSTWA – SILESIA

W aktualnie prezentowanych wizjach i koncepcjach świata dominuje trend głoszący, że przyszłości osiągnie się poziom rozwoju zdefiniowany jako „Czwarta Rewolucja Przemysłowa". [7]) [11]. Analizowanie zmian w gospodarce, które są wywołane wprowadzaniem nowych rozwiązań technicznych i organizacyjnych, powinno zostać uzupełnione o aspekt przemian ekonomicznych towarzyszących rozwojowi sfery wytwarzania i wymiany dóbr rzeczowych.
Z prezentowanych koncepcji wynika, że chodzi przede wszystkim o zmianę sposobu funkcjonowania gospodarki. Jeśli pierwszą rewolucją było wykształcenie się kapitalistycznych relacji na rynku, a drugą rewolucją była nieudana próba uspołecznienia procesów gospodarowania w systemie socjalistycznym, to trzecią rewolucją ma być świat, w którym: spadają ceny dóbr rzeczowych, w tym wyczerpywalnych surowców naturalnych, rozwój techniki po raz pierwszy powoduje bezwzględny spadek popytu na pracę wykonywaną przez człowieka. Kierując się opisanymi powyżej koncepcjami, można sformułować wizję zmian społeczno-gospodarczych, których głównym czynnikiem sprawczym jest cyfryzacja występująca jako jeden ze zdefiniowanych megatrendów [9].
Aby unowocześnić i usprawnić zakłady wydobywcze (kopalnie), należy zastępować w możliwie największym zakresie dotąd głównie tzw. intuicyjny (subiektywny) sposób podejmowania decyzji planistycznych i zarządczych w procesach eksploatacji złóż nowoczesnymi metodami zarządczymi wspomaganymi systemami IT, automatyki oraz sztucznej inteligencji, umożliwiającymi kompleksowe, wyczerpujące i obiektywne wspieranie tych decyzji. Potrzebne jest także racjonalne modyfikowanie procesów i operacji technologicznych z użyciem cyfryzacji. Cyfryzacja przemysłu jest jedną z najbardziej dynamicznych współczesnych i przyszłych zmian. Dotyczy to także przemysłu wydobywczego węgla. W niektórych kopalniach za pomocą innowacyjnych systemów IT skutecznie rozwiązano i pokonano dotychczas szereg problemów i barier techniczno-technologicznych, istotnych dla dalszego efektywnego funkcjonowania. Cyfryzacja w górnictwie może stwarzać także pewne niepotrzebne utrudnienia, np. w postaci: nieskoncentrowanego na określonych celach, nieskoordynowanego i niezrównoważonego tworzenia nadmiernie rozbudowanych systemów IT, niezasadnie dominujących nad merytorycznymi problemami związanymi z eksploatacją złoża. Dotyczy to przeważnie przypadków wymuszonego adoptowania na potrzeby górnictwa systemów dedykowanych pierwotnie do istotnie odmiennych dziedzin gospodarki. Cyfryzacja procesów górniczych wymaga działań skoor-

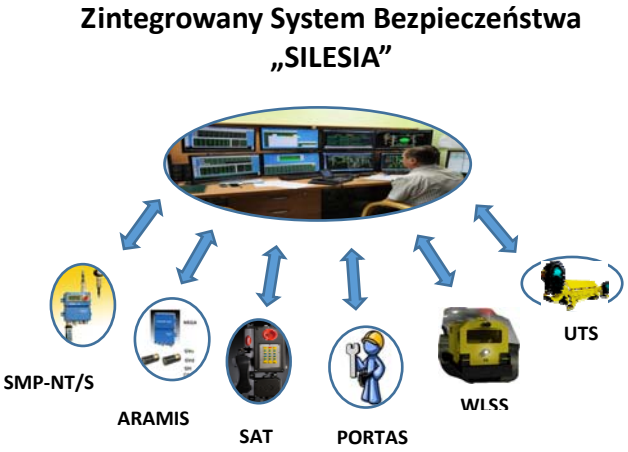
dynowanych, spójnych i zasadniczo ukierunkowanych na ich optymalną efektywność w całości.
Przykładem systemu, powstałego w wyniku realizacji prac naukowo badawczych i badawczo rozwojowych realizowanych we współpracy Instytutu Technik Innowacyjnych EMAG z firmami z Grupy CNP EMAG jest system SILESIA – Zintegrowany System Bezpieczeństwa. Obejmuje on praktycznie cały zakład przemysłowy. Elementy systemu w różnych wariantach (części systemu, dostawa kompleksowa, integracja już z funckjonującymi) zostały wdrożone we polskich kopalniach i wielu zagranicznych kopalniach (m.in. na Ukrainie i w Chinach).

Systemy te działają wspólnie w ramach tzw. Zintegrowanego Systemu Bezpieczeństwa, obejmującego w praktyce pełen zakres działania podziemnego zakładu górniczego, jak przedstawiono na rys.1.



Rys.2. Struktura zintegrowanego systemu bezpieczeństwa Silesia
Figure 2. The structure of the integrated security system Silesia

W Instytucie EMAG i we współpracy z partnerami komercyjnymi w ramach Grupy CNP EMAG opracowano wiele systemów wspierających działanie zakładu przemysłowego w tzw. warstwie produkcji (przy założeniu trójwarstwowej struktury przedsiębiorstwa: produkcji, zarządzania, nadzoru). Spośród wielu można wymienić przykładowo systemy gazometryczne (SMP/NT), w tym również monitorowania parametrów atmosfery, geofizyki (ARES, ARAMIS), systemy lokalizacji i identyfikacji (PORTRAS), systemy łączności (SAT), systemy komunikacyjne oraz systemy sterowania i monitorowania pracy maszyn i urządzeń (UTS). Wszystkie z nich zostały wdrożone na obiektach, funkcjonują w wielu polskich i zagranicznych kopalniach [13]. Dane z tych systemów gromadzone i wizualizowane są za pośrednictwem systemu dyspozytorskiego (THOR), będącego unowocześnioną wersją opracowanego w EMAG systemu SD2000. System THOR wspiera nadzór kopalni w podejmowaniu decyzji związanych z pracą zakładu górniczego m.in. pod względem bezpieczeństwa załóg górniczych i optymalizacji wykorzystania zasobów.




Rys. 3 Elementy systemu SILESIA.
Figure 3.Components of the SILESIA system.

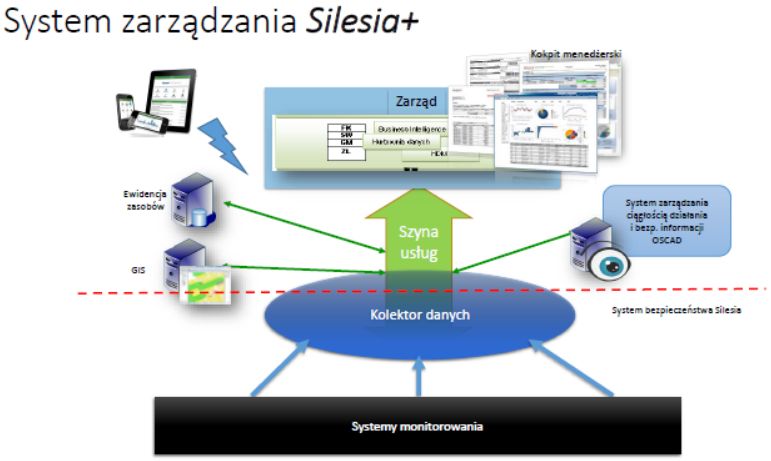
Najważniejsze cele, które zakłada się do osiągnięcia w wyniku cyfryzacji obiektu – zakładu przemysłowego, to:

- możliwie najwyższa efektywność ekonomiczna,
- zapewnienie dostępu do zasobów węgla w złożu według bieżących i przyszłych potrzeb,
- zapewnienie i utrzymywanie wymaganej zdolności produkcyjnej kopalni,
- zapewnienie bezpieczeństwa robót górniczych,
- optymalne wykorzystanie zasobów węgla w złożu,
- skuteczna ochrona środowiska,
- jak najwyższa efektywność energetyczna.

Prezentowane podejście kompleksowe do obiektu, jakim jest zakład przemysłowy pozwala na monitorowanie ciągłe parametrów, co w rezultacie zapewnia osiągnięcie zakładanych celów.

## 3. CIĄGŁOŚĆ DZIAŁANIA, INFRSTRUKTURA KRYTYCZNA

Biorąc pod uwagę, że dane z systemów monitorowania gromadzone są w systemie dyspozytorskim możemy założyć, że staje się on dla nas pewnego rodzaju kolektorem danych, które można wykorzystać dla „zasilenia” informacjami systemów wyższej warstwy – warstwy zarządzania. Wykorzystując istniejące już w przedsiębiorstwach systemy dziedzinowe, systemy Business Intelligence (BI) oraz rozwiązania opracowane w EMAG – zarówno sprzętowe jak i metodologiczne – możliwe było zbudowane zintegrowanej platformy zarządzania, nazwanej Silesia+ [4].




Rys. 4 System zarządzania SILESIA+
Figure 4. Management system SILESIA+

Rozwiązania BI umożliwiają analizę wyników sprzedaży, rentowności, realizację planu sprzedaży oraz wykonanie analizy marketingowej. Analizują koszty produkcji, wydajności oraz jakości. Pozwalają na analizę realizacji zamówień, stanu zapasów, ocenę jakości i wydajności. Rozwiązania BI umożliwiają analizę zasobów kadrowych, danych płacowych, godzin pracy, a także zarządzanie kapitałem ludzkim. Dzięki kokpitom menedżerskim uzyskuje się dostęp do raportów i wskaźników pozwalających na sprawne zarządzanie przedsiębiorstwem.

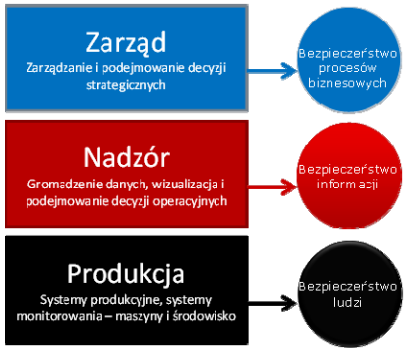
Przyjmując w uproszczeniu, że struktura przedsiębiorstwa oparta jest na trzech warstwach:

- produkcji,
- nadzoru,
- zarządu,

trzeba zauważyć, że z każdą warstw wiąże się istotna kwestia zarządzania bezpieczeństwem – zarówno w zakresie tzw. safety, jak i security – ochrona zasobów fizycznych jak i informacyjnych przedsiębiorstwa (rys.5).

Bezpieczeństwo ludzi jest sprawą oczywistą. Bezpieczeństwo informacji i procesów biznesowych wiąże się natomiast z takimi zagadnieniami, jak ciągłość działania i analiza ryzyka. Rozwiązaniem wspierającym przedsiębiorstwo w tym zakresie jest opracowany w EMAG system OSCAD, który pozwala odpowiedzieć klientowi – użytkownikowi końcowemu na następujące pytania [2]:

- jak zarządzać bezpieczeństwem?
- jak zapewnić ciągłość działania?
- jak minimalizować ryzyko?




Rys. 5 Identyfikacja zagrożeń w strukturze przedsiębiorstw.
Figure 5. Threats identification in the structure of enterprises




Rys.6. Typy zagrożeń występujących w działalności organizacji
Figure 6. Types of threats in enterprises

Systemowe podejście do bezpieczeństwa jest szczególnie istotne dla firm i instytucji działających w takich dziedzinach, jak: energetyka, produkcja przemysłowa, transport, telekomunikacja, finanse, administracja publiczna, służba zdrowia, dostawy mediów, gospodarka komunalna, służby ratunkowe, a także innych wszystkich podmiotów, które:

- posiadają rozbudowane więzi kooperacyjne,
- działają w ramach łańcuchów dostaw,
- pracują w trybie Just In Time,
- są silnie uzależnione od funkcjonowania systemów technicznych i informatycznych,
- świadczą usługi w formie elektronicznej,
- są elementami krytycznej infrastruktury państwa.

## 4. PODSUMOWANIE

Coraz bardziej zaawansowane technologie cyfrowe przenikają obecnie niemal wszystkie aspekty życia codziennego oraz działalności biznesowej. Wyrażana jest opinia, że internet wszechrzeczy spowoduje większą rewolucję niż internet i telefonia komórkowa razem wzięte. Cyfryzacja wpływa istotnie na oczekiwania i zachowania konsumentów, zmienia zasadniczo

zasady konkurencji rynkowej, a także prowadzi do powstania nowych modeli ekonomicznych.. Cyfryzacja będzie miała kluczowe znaczenie dla reindustrializacji (Accenture Technology Vision 2016) europejskiej gospodarki, jak również dla rozwoju miast. Coraz bardziej powszechne wykorzystanie sztucznej inteligencji w procesach biznesowych będzie wymagało nowego podejścia do roli ludzi w tych procesach oraz budowania interakcji człowiek – maszyna. Ważne znaczenie dla wszystkich uczestników procesów gospodarczych, będzie mieć bezpieczeństwo procesów tworzenia, przesyłania, przetwarzania oraz przechowywania danych. Wymaga to dostosowania działań w obszarze zarządzania ryzykiem do zmieniających się zagrożeń w cyberprzestrzeni. Szczególną rolę w procesach cyfryzacji odgrywają sektory infrastrukturalne, pozostające w znacznej części domeną publiczną. Cyfryzacja jest jednym ze sposobów zapewnienia niezawodności oraz bezpieczeństwa infrastruktury sieciowej (telekomunikacyjnej, energetycznej, transportowej), a także efektywnego zarządzania i utrzymania tej infrastruktury

Wprowadzenie kompleksowego podejścia do zarządzania organizacją (przedsiębiorstwem) – umożliwia wdrożenie i utrzymanie systemów wspomagających zarządzanie firmą, zgodnych ze standardami: BS 25999 (ISO 22301) – zarządzanie ciągłością działania (BCMS – Business Continuity Management System, czyli SZCD – System Zarządzania Ciągłością Działania) oraz

ISO/IEC 27001 – zarządzanie bezpieczeństwem informacji (ISMS – Information Security Management System, czyli SZBI – System Zarządzania Bezpieczeństwem Informacji).

W zakresie zarządzania bezpieczeństwem informacji, Silesia+ realizuje takie funkcje, jak: identyfikacja zasobów informacji wykorzystywanych w organizacji, identyfikacja zagrożeń dla chronionych informacji, kontrolowanie czynników ryzyka, planowanie i wdrażanie zabezpieczeń, wyciąganie wniosków i doskonalenie, dokumentowanie działań. Ponadto realizowane są funkcje wspólne dla obu systemów: zarządzanie incydentami, zarządzanie zadaniami, zarządzanie dokumentami, komunikowania się, wymiany informacji z systemami informacyjnymi przedsiębiorstwa (ERP, SCADA, monitoring, itp.), raportowania, gromadzenia analizy i udostępnianie informacji statystycznych, udostępnianie szablonów dokumentów elektronicznych, raportowanie, itp.

System jest możliwy do zastosowań w wielu dziedzinach, jak przedstawiono w artykule występuje też wersja dedykowana dla zakładu górniczego, ukierunkowana na ochronę występujących zasobów oraz procesów.

## LITERATURA


[1] Accenture Technology Vision 2016. People First: The Primacy of People in a Digital Age, Accenture, 2016,https://www.accenture.com/t20160314T114937__w__/us-en/_acnmedia/Accenture/Omobono/TechnologyVision/pdf/Technology-Trends-Technology-Vision-2016.PDF#zoom=50 (15.04.2016).

[2] Baginski J., Bialas A.: Validation of the software supporting information security and business continuity management processes. In: Zamojski W., Mazurkiewicz J., Sugier J., Walkowiak T., Kacprzyk J. (Eds.): Complex Systems and Dependability; Advances in Intelligent and Soft Computing, Vol. 170, 2012, Springer-Verlag: Heidelberg, New York, Dordrecht, London, ISBN 978-3-642-30662-4, pp. 1-18.

[3] Deming W.E., 1982. Quality, productivity, and competitive position. Massachusetts Institute of Technology, Cambridge, Massachusets.

[4] Kozłowski A. Bezpieczeństwo procesów technologicznych w ujęciu systemowym - Zintegrowany system zarządzania Silesia+; Kongres Innowacji Polskich. Kraków 10 marca 2015.

[5] Kozłowski A. Kryca M., Piasecki A.; Zintegrowany system zarządzania Silesia+ – bezpieczeństwo procesów technologicznych; Konferencja Naukowo-Szkoleniowa: Zasilanie, telemetria i automatyka w przemyśle wydobywczym "Innowacyjność i bezpieczeństwwo" EMTECH 2015. Zakopane 6-8 maja 2015. Materiały Konferencyjne str. 98-104.

[6] Łapiński K., Peterlik M., Wyżnikiewicz B., Wpływ robotyzacji na konkurencyjność polskich przedsiębiorstw, II edycja raportu, IBnGR, Warszawa, październik 2015, s. 30, http://www.ibngr.pl/content/download/2067/19573/file/Roboty_2015.pdf (15.04.2016).
[7] Różnorodne aspekty funkcjonowania gospodarki cyfrowej zostały omówione m.in. w: Sh. Greenstein, A. Goldfarb, C. Tucker, The Economics of Digitization, International Library of Critical Writings in Economics 280, Edward Elgar, 2013; M. Peitz, J. Waldfogel, The Oxford Handbook of the Digital Economy, Oxford University Press, 2012
[8] Rifkin J., Trzecia Rewolucja Przemysłowa, Wydawnictwo Sonia Draga Sp. z o.o., Katowice 2012.
[9] Szerzej na temat znaczenia megatrendów dla rozwoju gospodarki w: J. Pieriegud, Wykorzystanie megatrendów do analizy przyszłościowego rozwoju sektorów gospodarki, w: J. Gajewski, W. Paprocki, J. Pieriegud (red.) Megatrendy i ich wpływ na rozwój sektorów infrastrukturalnych, Publikacja EKF, Instytut Badań nad Gospodarką Rynkową – Gdańska Akademia Bankowa, Gdańsk 2015, s. 8 i nast.)
[10] The digital transformation of industry, Roland Berger, BDI, 2015, https://www.rolandberger.com/media/pdf/Roland_Berger_digital_transformation_of_industry_20150315.pdf (11.03.2016).
[11] Westerman G. i in., Digital Transformation: A Road-Map for Billion-Dollar Organizations, USA, November 2011, https://www.capgemini.com/resource-file-access/resource/pdf/Digital_Transformation__A_ Road-Map_for_Billion-Dollar_Organizations.pdf (15.01.2016). Cyt. za: A. Sobczak, Koncepcja cyfrowej transformacji sieci organizacji publicznych, „Roczniki" Kolegium Analiz Ekonomicznych SGH, z. 29, Oficyna Wydawnicza SGH, Warszawa 2013, s. 280
[12] Według normy ISO ITR 8373 są to automatycznie sterowane, programowalne, wielozadaniowe maszyny o wielu stopniach swobody, posiadające własności manipulacyjne lub lokomocyjne; maszyna ta może być stacjonarna lub mobilna.
[13] Wojtas P., Kozłowski A.: Innowacyjne rozwiązania CNP EMAG. SEMAG 2013, Elektroenergetyka i automatyka w przemyśle wydobywczym. Szklarska Poręba, 27-29 maj 2013r.

## SYSTEMIC APPROACH TO DIGITALIZATION IN TECHNOLOGICAL PROCESSES IN MINING

The article features a systemic approach to digitalization in mining, covering the production process, supervision and management. Business continuity management of a critical infrastructure was characterized with respect to an industrial facility, i.e. a mine. The Integrated Security System "SILESIA" was described. This solution, offered by CNP EMAG, is an example of a systemic approach successfully implemented in industry. The article includes information about the development of technological hardware solutions as well as software which is able to assess the solutions developed in the Information Security Technology Development Laboratory SecLab in the EMAG Institute.



# MOŻLIWOŚCI APLIKACYJNE TAŚM PRODUKCJI SEMPERTRANS

Paweł Kozłowski | Inżynier Aplikacji

**XXVI Szkoła Eksploatacji Podziemnej**

Kraków, 22-24.02.2017

sempertrans®
A MEMBER OF THE SEMPERIT-GROUP

# SEMPERTRANS w Bełchatowie

## Największy zakład produkujący taśmy przenośnikowe w Europie

**Jeden z czołowych zakładów w świecie w zakresie know-how, jakości i technologii**

- Własna wytwórnia mieszanek gumowych
- Własna produkcja linek zbrojeniowych
- Własne zintegrowane centrum rozwoju produktu











sempertrans® A MEMBER OF THE SEMPERIT-GROUP

# SEMPERTRANS w Bełchatowie

**Projekt: Zwiększenie zdolności produkcyjnych fabryki**

| | |
|---|---|
| **Czas trwania projektu** | 2013 - 2018 |
| **Cel** | Podwojenie zdolności produkcyjnych |
| **CAPEX** | 46 milionów EUR |
| **Wydajność** | - Zwiększona wydajność o 50% od września 2016<br>- 6 pras o szerokościach od 1,6 m do 3,2 m i długościach od 10 m do 18 m<br>- Zdolność produkcyjna około 50 000 ton/rok |
| **Zatrudnienie** | Zakład: 570 osób<br>w tym:<br>- wydział taśm: 440<br>- wydział linek: 130<br>(wzrost zatrudnienia o 100 osób) |







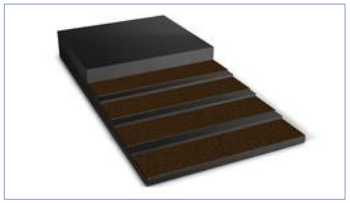


sempertrans® A MEMBER OF THE SEMPERIT-GROUP

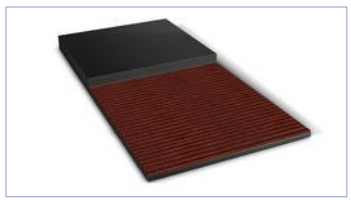
# Asortyment taśm przenośnikowych

## ZASTOSOWANIE OGÓLNE

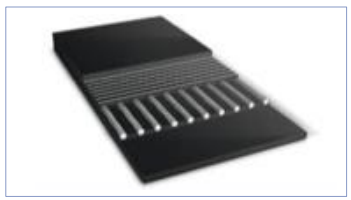
### Multitrans
Uniwersalne taśmy tekstylne dla ogólnych i skomplikowanych aplikacji



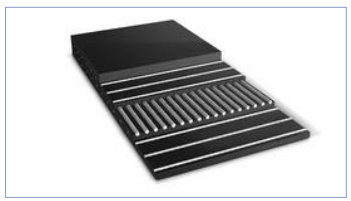
### Flextrans
Taśmy tekstylne typu Straight warp odporne na rozerwania i rozcięcia



### Sempercord
Taśmy z linkami stalowymi o wysokiej wytrzymałości i żywotności



### Metalcord
Taśm z linkami stalowymi o wyjątkowej odporności na uderzenia i cięcia

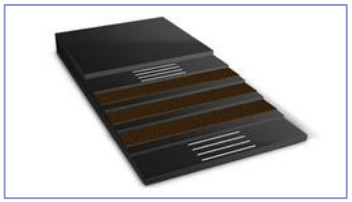


### Metaltrans
Taśmy o unikanej konstrukcji linek i dużej odporności na uderzenia i rozcięcia



## ZASTOSOWANIE SPECJALISTYCZNE

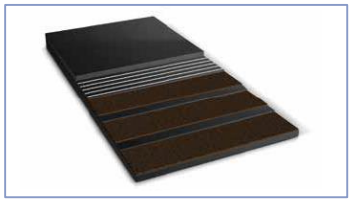
### Autostable
Taśmy samocentrujące



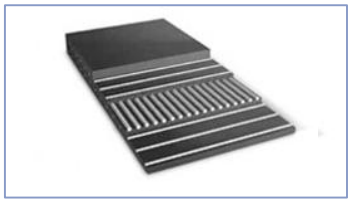
### Transpipe
Taśmy rurowe



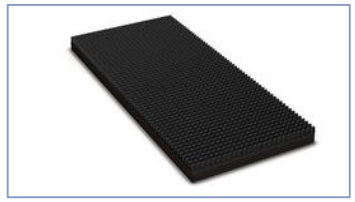
### Ripstop
Taśmy przenośnikowe o zwiększonej odporności na uderzenia.



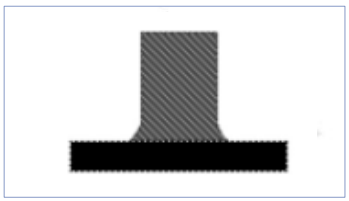
### Translev
Taśmy elewatorowe



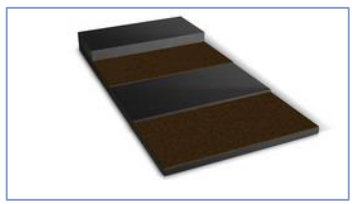
### Transunit
Taśma przenośnikowa do transportu materiałów masowych



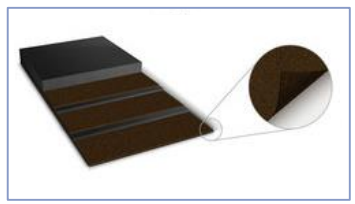
### Transprofile
Taśmy profilowe



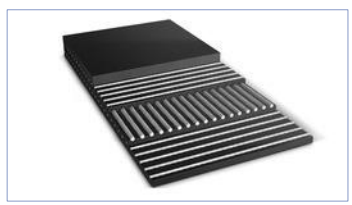
### Biathlon
Lekkie taśmy odporne na uderzenia



### Transglis
Taśmy z poślizgową powierzchnią, przenośniki bez krążników



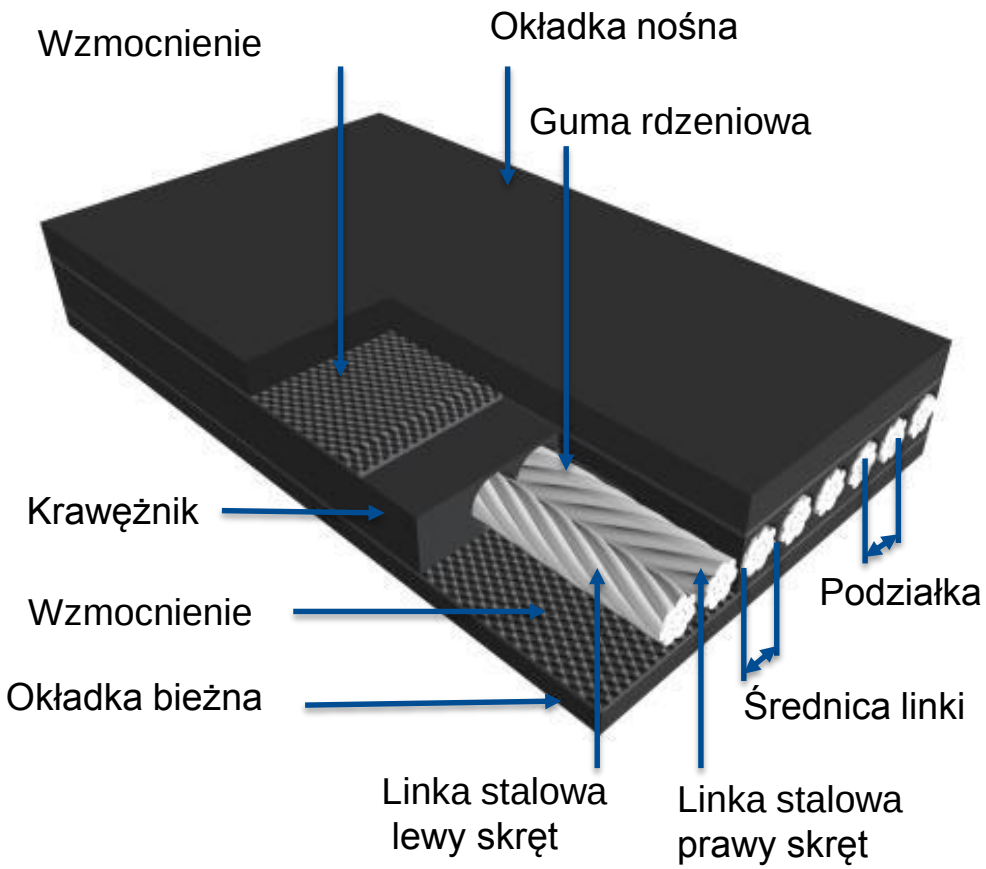
### Transrigid
Specjalne taśmy dla płaskich przenośników





sempertrans® A MEMBER OF THE SEMPERIT-GROUP

# Sempercord®

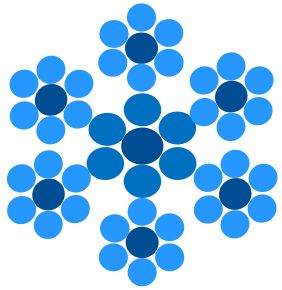



| Parametry | Wartości |
|---|---|
| Szerokość | 800 - 3200 mm |
| Wytrzymałość | 500 - 7800 N/mm |
| Grubość | 14,0 – 45,0 mm |
| Średnica linek | 3,2 – 14,0 mm |
| Średnica rolek | około 4,1 m |
| Waga rolek | około 50 t |
| Wydłużenie przy referencyjnej sile (2 -20%) | 0,2 - 0,3% |
| Zgodność | DIN 22131<br>EN ISO 15236 |
| Klasy okładek | X, Y, W, D, TG(V), K, TEA, R….. |

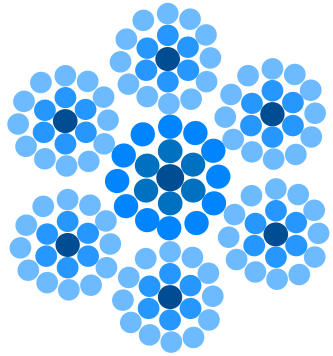

sempertrans® A MEMBER OF THE SEMPERIT-GROUP

## Konstrukcja linek

7x7



7x19

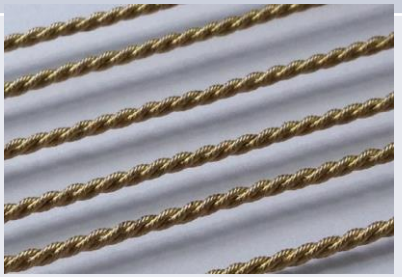


| Cechy | Niezależność od innego producenta kabla stali |
|---|---|
| Własna produkcja linek stalowych | Niezależność od innego producenta linek stalowych |
| Otwarta konstrukcja linek | Dobra penetracja gumy, wysoka siła wyrwania |
| Konstrukcje:  7x7 lub 7x19 | Szeroki wybór linek 3,2 – 14,0 mm |
| Linki cynkowane na gorąco | Dobra przyczepność do gumy rdzeniowej |
| Wulkanizowane na gorąco połączenia | Doskonała wytrzymałość połączeń |

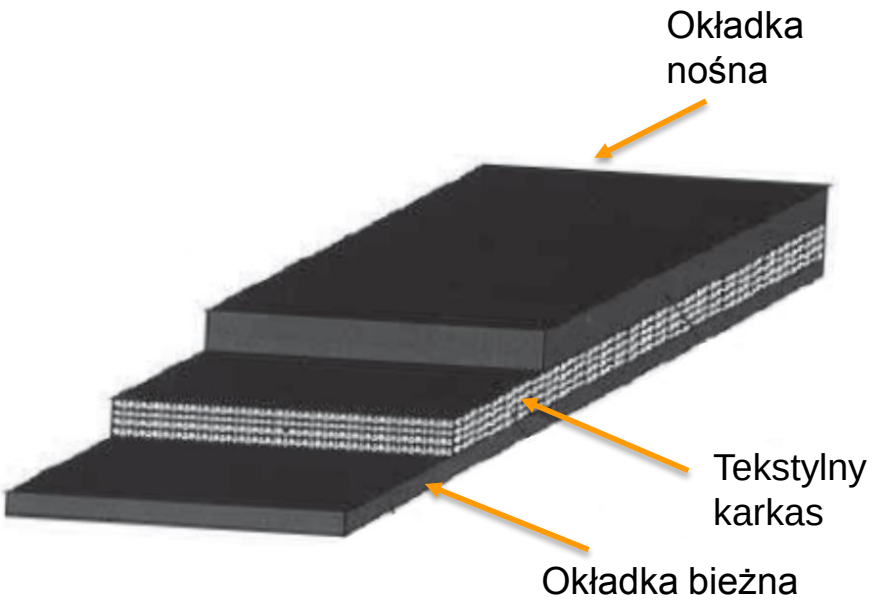
# Dostępne wzmocnienia taśm przenośnikowych (Breaker)

ZASTOSOWANIE:

- duże wysokości upadku transportowanego materiału
- duży rozmiar brył materiału
- materiał o ostrych krawędziach
- ochrona przed rozerwaniem

| Tekstylne | | Metalowe |
|---|---|---|
| Breaker Poliamidowy | Sznurek Poliamidowy lub Poliestrowy | Linki stalowe |
|  |  |  |
| • Taśmy tekstylne i linkowe<br>• Okładka nośna /bieżna<br>• Bardzo dobra elastyczność<br>• Odporność na uderzenia<br>• Wysoka odporność na rozerwanie<br>• Odporność na korozję | | |

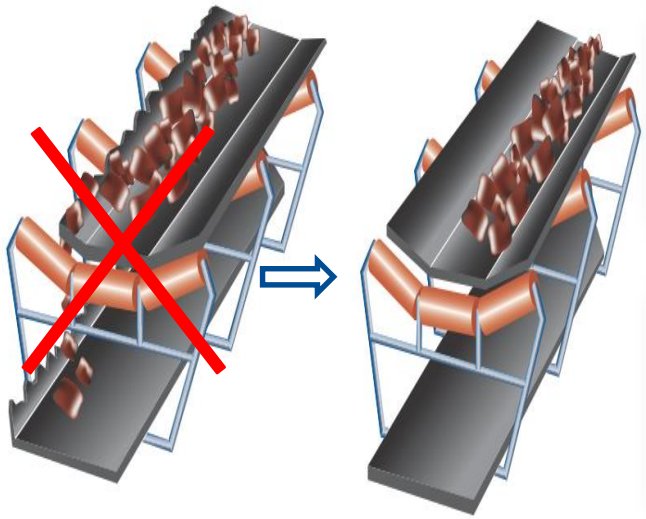
# Multitrans®




| Parametry | Wartości |
|---|---|
| Karkas | Poliester / Poliamid (EP)<br>Poliamid / Poliamid (P) |
| Ilość przekładek | 2 – 6 |
| Szerokość | 500 – 2400 |
| Wytrzymałość | 250 – 3500 N/mm |
| Grubość | do 40,0 mm |
| Średnica rolek | do 4,1 m |
| Waga rolek | do 50 t |
| Wydłużenie przy ref. sile dla EP (2-10%) | max. 1,5 -2,5 % |
| Zgodność | DIN 22102<br>EN ISO 14890 |
| Klasy okładek | X, Y, W, D, CR, K, S, TEA, TEB, TEC, CW, G, GM, JGM, JGF… |


sempertrans® A MEMBER OF THE SEMPERIT-GROUP

# Autostable® - taśma samocentrująca



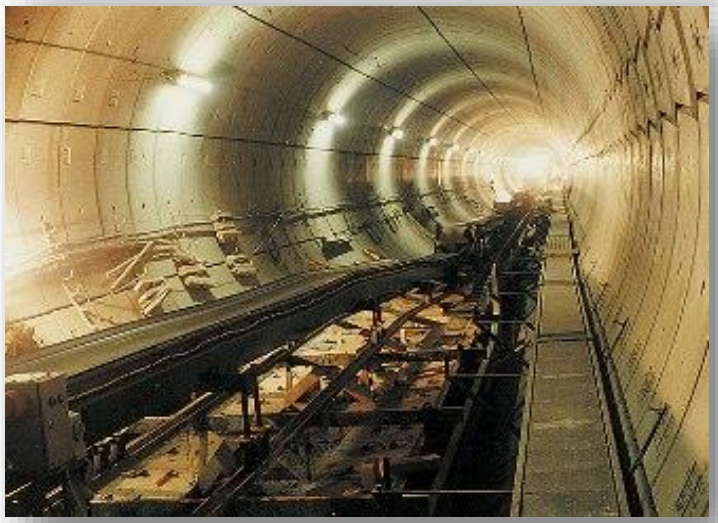


Autostable®



Standardowa taśma



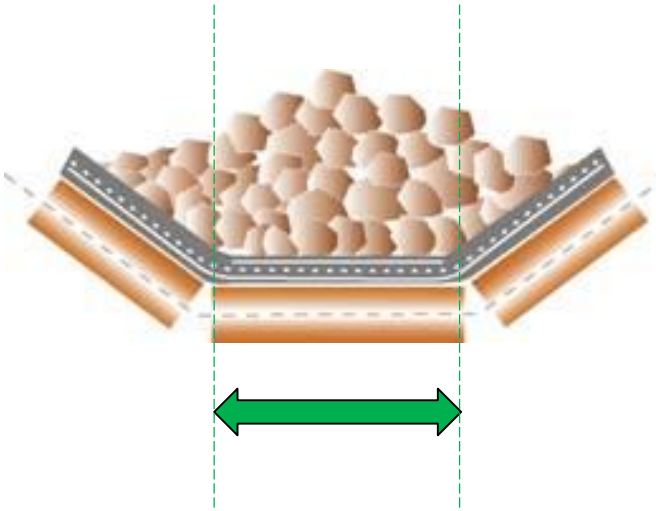


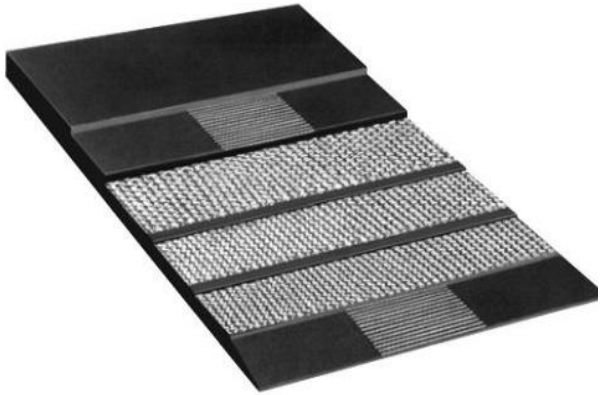
## Aplikacja

- Przenośniki rewersyjne
- Instalacje portowe
- Instalacje z problemem centralnego załadunku

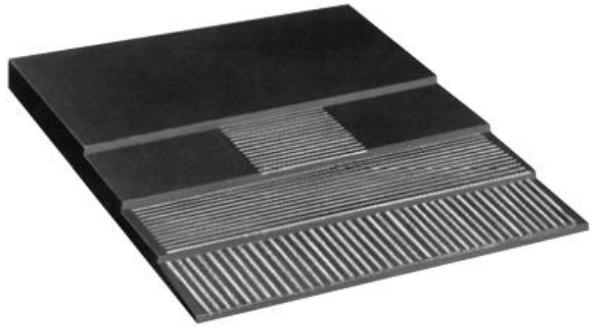
**Centrująca siła zapewniona przez Autostable® jest od 5 do 7 razy większa niż w przypadku standardowych taśm**

# Autostable® - taśma samocentrująca





Karkas tekstylny



Karkas z linek stalowych

**Taśma zaprojektowana pod dany przenośnik (szerokość centralnego krążnika)**

**Ta sama koncepcja dla 2 typów taśm Autostable® dopasowanych do przenośników i aplikacji**

# Autostable® - taśma samocentrująca

**Kopalnia:**
Chuquicamata, Codelco (Chile) - 800 m

**Przenośnik:**

220CV05 - 21,3 m

**Standardowa taśma:**

1067 EP 1000/4 X 12+5 ME (konkurencja)

**Nowa taśma typu Autostable:**

1067 AUTOSTABLE 1000/4 D50 12+5 ME (Sempertrans)

| Typ | Czas pracy |
|---|---|
| 1067 EP 1000/4 X 12+5 ME | 15 dni |
| 1067 AUTOSTABLE 1000/4 D50 12+5 ME | 45 dni |

**Problemy z prowadzeniem**



**Po zastosowaniu Autostable**



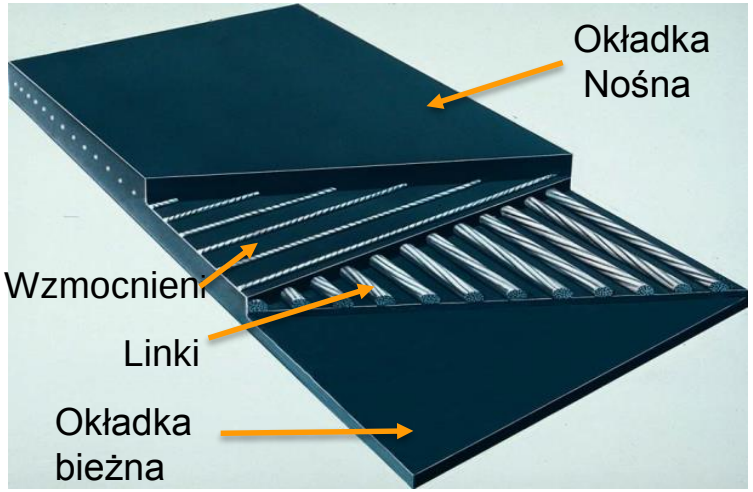
**Czas pracy x 3**
**Stabilna praca przenośnika**



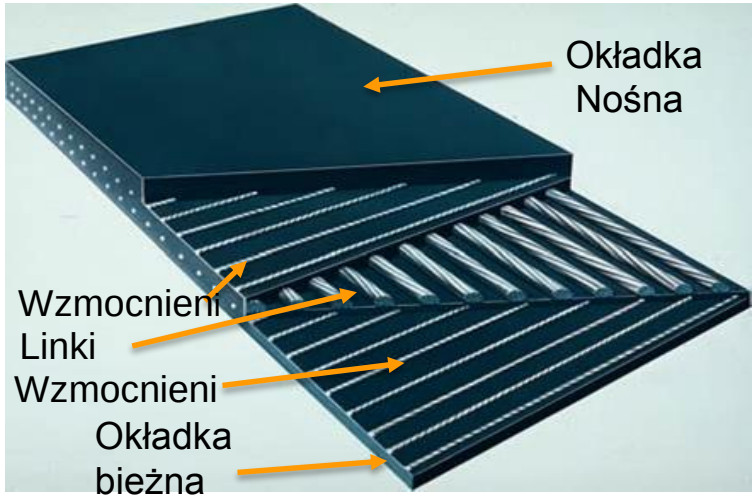
sempertrans® A MEMBER OF THE SEMPERIT-GROUP

# Metaltrans® i Metalcord®

**Metaltrans®**




**Metalcord®**




Specjalna konstrukcja taśmy o wyjątkowej odporności na uderzenia i cięcia:

| Parametry | Wartości | |
|---|---|---|
| Szerokość | 600 – 2 000 mm | |
| Wytrzymałość typ M<br>typ E | M<br>E | 500 – 1 600 N/mm<br>1 000 – 4 000 N/mm |
| Grubość | do 35,0 mm | |
| Średnice linek | M<br>E | 2,85 – 3,80 mm<br>3,70 – 8,60 mm |
| Średnice rolek | do 3,5 m | |
| Waga rolek | do 15,0 t | |
| Wydłużenie przy referencyjnej sile (2-10%) | M<br>E | 0,4 - 0,6%<br>0,2 - 0,3% |
| Klasy Okładek | X, Y, W, D, TG(V) , CR, K, TEA, TEB, CW, G, GM, JGM, JGF… | |



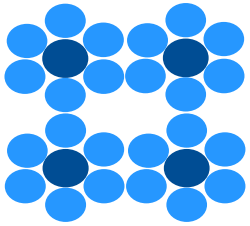
sempertrans® A MEMBER OF THE SEMPERIT-GROUP

# Metaltrans® i Metalcord®

**Konstrukcja linki**

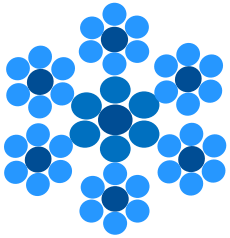
**Typ M**

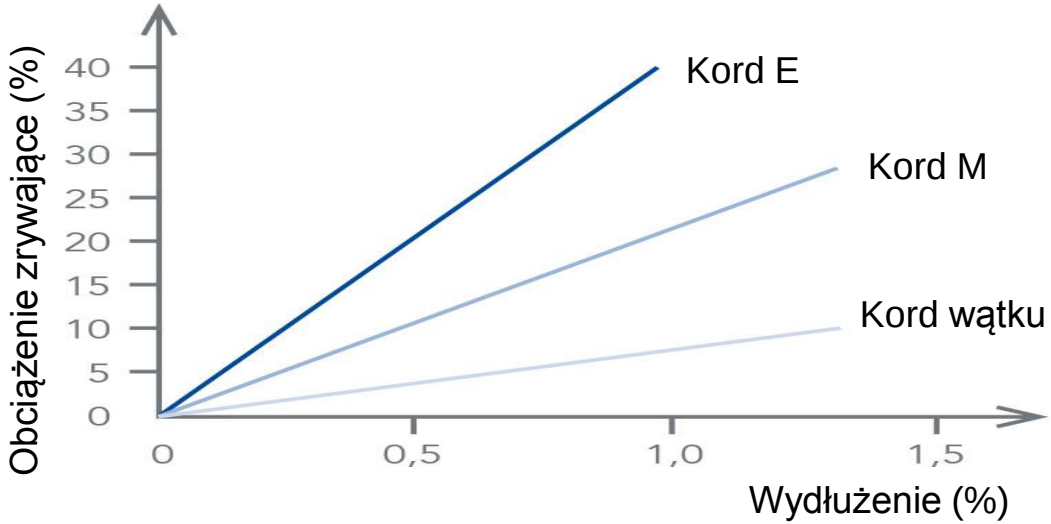
4x7



**Typ E**

7x7






| Cechy | Zalety |
|---|---|
| Wysokoelastyczne linki stalowe w osnowie | Małe promienie<br>Małe średnice bębnów |
| Wysokoelastyczne wzmocnienie stalowe | Wysoka odporność na uderzenia<br>Wysoka odporność na rozdarcia i przebicia<br>Dobre układanie się taśmy w nieckę<br>Możliwość zastosowania złącza mechanicznego dla szybkiego połączenia (tymczasowe) |
| Mosiądzowane linki | Doskonała przyczepność gumy do linki |
| Połączenia wulkanizowane, palcowe lub stopniowe | Duża wytrzymałość połączeń |



sempertrans® A MEMBER OF THE SEMPERIT-GROUP

# Szeroka gama okładek przewyższających standardy

**Maksymalizacja wykonania taśm, przedłużenie żywotność, większa wydajność operacyjna.**

OKŁADKI

**Transdura**
Trudnościeralna



**Transflam**
Trudnozapalna i trudnopalna



**Transoil**
Odporna na oleje i chemikalia



**Transtherm**
Odporna na temperaturę



**TransEvo**
Energooszczędna
(Oszczędności do 25% kosztów operacyjnych)



**Transcold**
Odporna na niskie temperatury do -50°C





sempertrans® A MEMBER OF THE SEMPERIT-GROUP

# TransEvo®

**Korzyści z zastosowania:**

- Okładki TransEvo pozwalają obniżyć koszty eksploatacji poprzez obniżenie zużycia energii o nawet **25%**
- Dla nowych instalacji możliwa redukcja nominalnych mocy napędów np. 170 kW => 145 kW.
- Dla nowych projektów możliwa redukcja wytrzymałości nominalnej taśmy np. ST1250 => ST1000.





- Oszczędności energii zostały potwierdzone przez: ITA Instytut Transportu i Automatyki w Hanowerze, Politechnikę Wrocławską oraz klientów RWE (Niemcy) i PGE (Polska).
- Liczne testy laboratoryjne oraz praca taśm u naszych klientów potwierdzają, że taśmy typu **TransEvo charakteryzują się najbardziej efektywną konstrukcją redukującą zużycie energii.**



sempertrans® A MEMBER OF THE SEMPERIT-GROUP

# TransEvo®

**Testowy przenośnik Z12 w PGE KWB Bełchatów (instalacja w 2011)**

## Typ taśmy: 2250 ST 3150 14+7 X / TransEvo

**Warunki testu:**

- Długość przenośnika – 1 250 m
- Wydajność – do 25 000 t/h
- Prędkość – 6,0 m/s
- Średnia temperatura ~ 10°C





**Rezultaty:**

- W zależność od konstrukcji taśmy uzyskano oszczędności energii od 12% do 18% w porównani do standardowej klasy X.
- Redukcja potrzebnej mocy w zakresie 184 - 270 kW/km

# TransEvo®

| Aplikacja | Klienci | Kraj | Taśma przenośnikowa | Długość [km] | Rok instalacji |
|---|---|---|---|---|---|
| Węgiel brunatny | PGE | Polska | 2250 ST 3150 14T+7 Transevo Ultra | 19,0 | 2013-2015 |
| Węgiel brunatny | PGE | Polska | 1800 ST 3150 14+7 Transevo Ultra | 9,1 | 2013 |
| Ruda miedzi | KGHM | Polska | 1000 ST 2000 8TL75+6 Transevo-V | 1,5 | 2014 |
| Węgiel kamienny | Indominco | Indonezja | 1250 ST 1400 7+5 Transevo-X | 4,0 | 2014 |
| Węgiel brunatny | RWE | Niemcy | 2700 ST 4500 16+8 Transevo Ultra | 25,7 | 2013-2015 |

# Sierra Gorda (Chile)



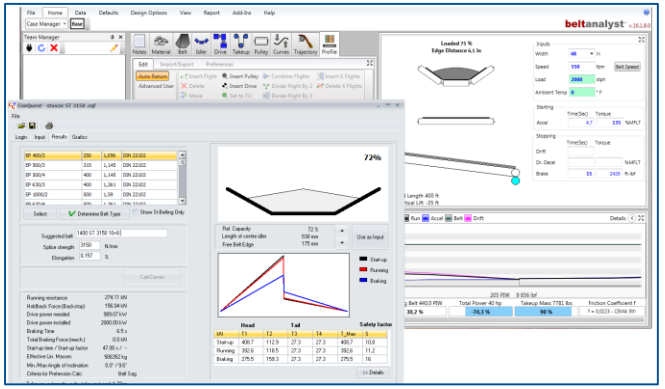
- Kopalnia Miedzi KGHM w północnym Chile
- Planowana produkcja: około  220 000 ton miedzi, 11 000 ton molibdenu i  2 tony złota
- Około 11 km taśm firmy Sempertrans
- Zastosowane typy taśm: ST 2000 ST 3150, ST 2250, ST 1250, EP 2000, EP 630

# Zespół Inżynierów  Aplikacji jako wsparcie Klienta

**Wyspecjalizowany Zespoł Inżynierów Aplikacji jest po to, aby znaleźć optymalne rozwiązanie dla Klienta**

- Dzięki wiedzy i doświadczeniu we wszystkich typach systemów przenośnikowych i taśm, oraz dostępności specjalistycznych programów, klient zawsze może liczyć na profesjonalną pomoc w doborze optymalnego rozwiązania do swojej aplikacji.






## Usługi doradcze Zespołu Inżynierów  Aplikacji:

- **Właściwa taśma do każdej aplikacji**
- **Przegląd przenośników**
- **Ciągłe wsparcie techniczne podczas realizacji projektu**
- **Dokładna analiza obliczeniowa taśm przenośnikowych i aplikacji**
- **Rozwiazywanie problemów eksploatacyjnych**

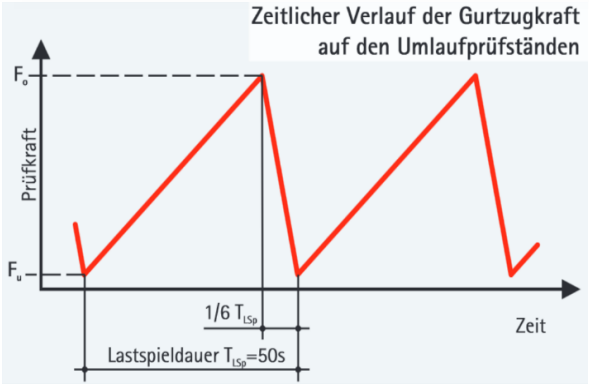


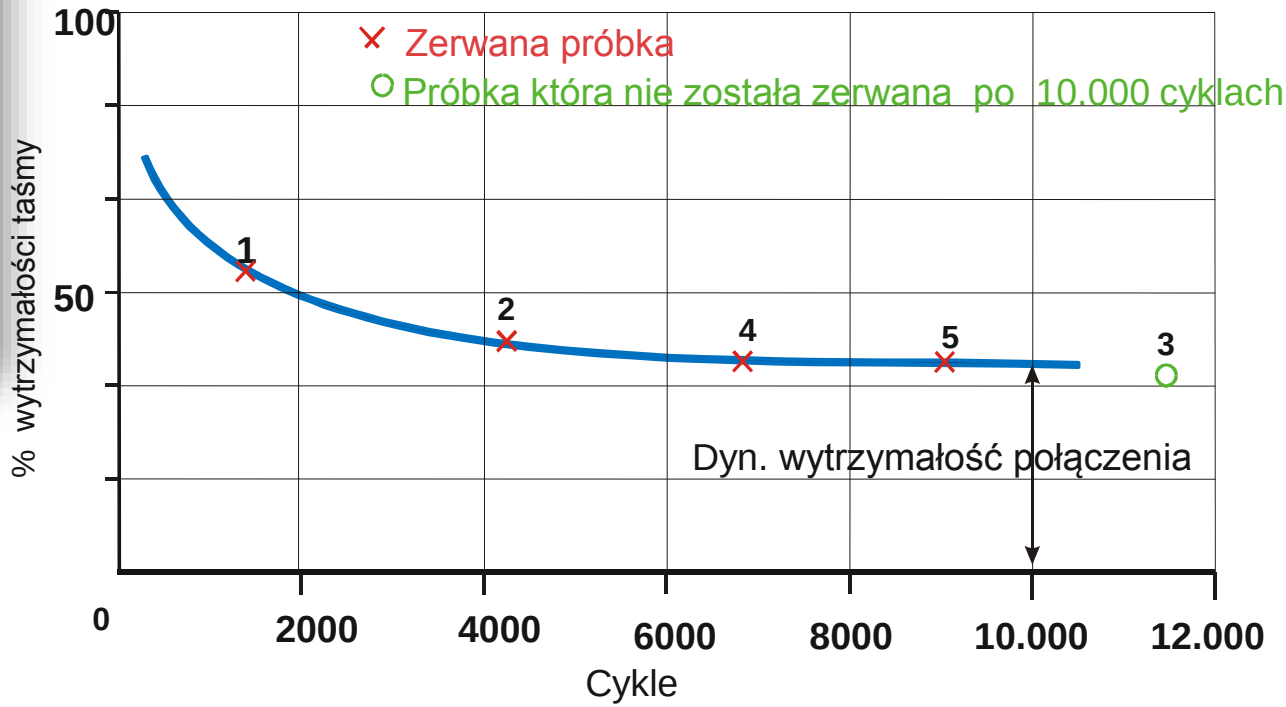
sempertrans® A MEMBER OF THE SEMPERIT-GROUP

# Dynamiczna wytrzymałość połącznia

**Zgodnie z DIN 22110 – 3 / ITA, Instytut Transportu i Automatyki /Uniwersytet Leibniza w Hannowerze**






Źródło: ITA



sempertrans® A MEMBER OF THE SEMPERIT-GROUP

# Flying belt -„Latająca taśma”







- Wydajność: 1 500 t/godz.
- Prędkość przenośnika: 4 m/s
- Długość przenośnika: 7 200 m
- Typ taśmy: 1200 Metaltrans E 2500
- Ilość taśmy: 15 000 m





sempertrans® A MEMBER OF THE SEMPERIT-GROUP

# Projekty referencyjne







































# DZIĘKUJĘ ZA UWAGĘ

# Ściany podbierkowe w górnictwie węglowym i polscy producenci maszyn górniczych

*Jacek Korski*
*FAMUR S.A.*

STRESZCZENIE: Ścianowe podbierkowe systemy wybierania (LTCC) węgla kamiennego zastosowano po raz pierwszy w latach 50-tych dwudziestego wieku we Francji i byłej Jugosławii (obecnie Słowenia). Polskie kopalnie węgla kamiennego wdrażały ścianowe systemy podbierkowe (LTCC) na przełomie lat 50- i 60-tych ubiegłego wieku jako konwencjonalne ściany o niskim stopniu mechanizacji bez większego powodzenia. Mechanizację LTCC podjęto najpierw we Francji, a następnie w Niemczech (ówczesna RFN) i następnie w innych krajach europejskich. Pod koniec lat 80-tych XX wieku rozpoczęto implementację zmechanizowanego LTCC w górnictwie chińskim, które do chwili obecnej jest światowym liderem tej technologii. W artykule przedstawiono przegląd polskich rozwiązań LTCC i ich zastosowania.

SŁOWA KLUCZOWE: Systemy wydobycia węgla, systemy podbierkowe, system ścianowy.

## 1. WPROWADZENIE

Grube pokłady węgla kamiennego czy brunatnego od zawsze stanowiły poważne wyzwanie techniczne [2]. Dotyczyło to możliwości urabiania i zapewnienia stateczności wyrobiska wybierkowego. W przypadku systemu ścianowego początkowo podejmowano, ze względu na niski stopień mechanizacji i problemy związane z bezpieczeństwem pracy, próby eksploatacji grubego pokładu na warstwy. Współcześnie do eksploatacji grubych (tradycyjnie powyżej 4,5m miąższości) pokładów węgla stosuje się trzy rozwiązania:

- Eksploatację grubego pokładu na warstwy lub płyty o wysokości zgodnej z możliwościami technologicznymi kopalni. W przeszłości powszechną praktyką było prowadzenie ścian w poszczególnych warstwach w niewielkiej odległości od siebie, co wymagało bardzo ścisłej koordynacji robót górniczych w poszczególnych warstwach i powodowało silne uzależnienie poszczególnych przodków wybierkowych.
- Eksploatacja grubego pokładu na jedną warstwę, przy dostępnych urządzeniach pozwala wybierać ściany o wysokości nawet do prawie 9,0m. Jako przykład można wskazać kopalnię Balianta należąca do zjednoczenia Shenhua Shendong zlokalizowana jest w pobliżu miasta Daliuta w Regionie Autonomicznym Mongolia Wewnętrzna w Chinach. Kopalnia wydobywa rocznie 28mln Mg węgla kamiennego przy zatrudnieniu 1,5 tys. pracowników. Wydobycie realizowane jest 3 ścianami, w tym ścianę o wysokości ok. 7 metrów i wybiegu 5200 metrów oraz średnim dobowym wydobyciu 40000Mg/d. Ściana o długości 300m wyposażona jest w kombajn Eickhoff SL1000 z

organami o średnicy 3,5m i zabiorze 860mm. Przenośnik ścianowy pochodzi z DBT i ma wewnętrzną szerokość rynien 1400m oraz długość rynien 2400mm. Moc napędów przenośnika to 3 x 1400kW. Kopalnia udostępniona jest upadowymi, a główne wyrobiska wykonane są w węglu. Większość wyrobisk ma wymiary (wys. x szer.) 4,2 x 5,2m. Wyrobiska zabezpieczane są kotwiami, a główne wyrobiska transportowe dodatkowo torkretowane. Na drogach transportowych i chodniki podścianowych spągi są betonowane.

– Eksploatacja podbierkową, której istota polega na wybieraniu grubego pokładu na całą grubość w dwóch ławach z zawałem stropu. Dolą ławę wybiera się z pewnym wyprzedzeniem ścianą lub ubierką. Po wybraniu w tej ławie przewidzianego zabioru wywołuje się zawał ławy górnej. Urobek z tej ławy pada na przenośnik ścianowy lub jest na niego ładowany[6].

Pierwsze zachowane opisy podbierkowej eksploatacji wąskim i szerokim frontem pochodzą z połowy XIX wieku. Niemal równocześnie ok 1954 roku we francuskiej kopalni Ricard i słoweńskiej (ówczesna Jugosławia) kopalni lignitu pojawiły się ściany podbierkowe czyli ściany, w których przyspągowa (przyspodkowa) warstwa grubego pokładu wybierana była jako konwencjonalna ściana. Pozostawiana w stropie warstwa węgla zrzucana była na spąg za linią obudowy (kop. Ricard) lub przy rabowaniu obudowy indywidualnej obok niewyrabowanego jeszcze odrzwia (kop. Velenje). Także w Polsce podejmowano próby wdrożenia ścianowych podbierkowych systemów eksploatacji węgla z urabianiem materiałem wybuchowym i stalowo-członową obudową indywidualną wzorowaną na rozwiązaniu francuskim. Próby te nie zakończyły się powodzeniem i ściany podbierkowe nie były w Polsce rozwijane – nie było wiedzy na temat przyczyn niepowodzeń oraz doświadczeń i wiedzy o technologii i organizacji robót w ścianach podbierkowych. Rozwijający się polski przemysł maszyn górniczych nie opracowywał i nie podejmował produkcji podbierkowych kompleksów ścianowych na potrzeby polskich kopalń.

Próby mechanizacji ścian podbierkowych podjęto najpierw we Francji, następnie w Niemczech i to z tych krajów różne rozwiązania mechanizacyjne rozpowszechniły się, a następnie były rozwijane w świecie. Swoje niezależne rozwiązania tworzono w byłym ZSRR. W Chinach, gdzie współcześnie ze ścian podbierkowych wydobywa się ponad 100mln Mg węgla rocznie wdrażano, ze zmiennym powodzeniem, wszystkie opracowane w zachodniej Europie rozwiązania jedno z nich doprowadzając do zaawansowanego poziomu[1]. Chińskie rozwiązania stały się przedmiotem eksportu do Bangladeszu, Australii i Turcji.

Konieczność poszukiwania nowych odbiorców i rynków spowodowała, że polscy producenci maszyn górniczych od lat 90-tych ubiegłego wieku podejmowali próby wejścia na ten segment rynku maszyn górniczych.

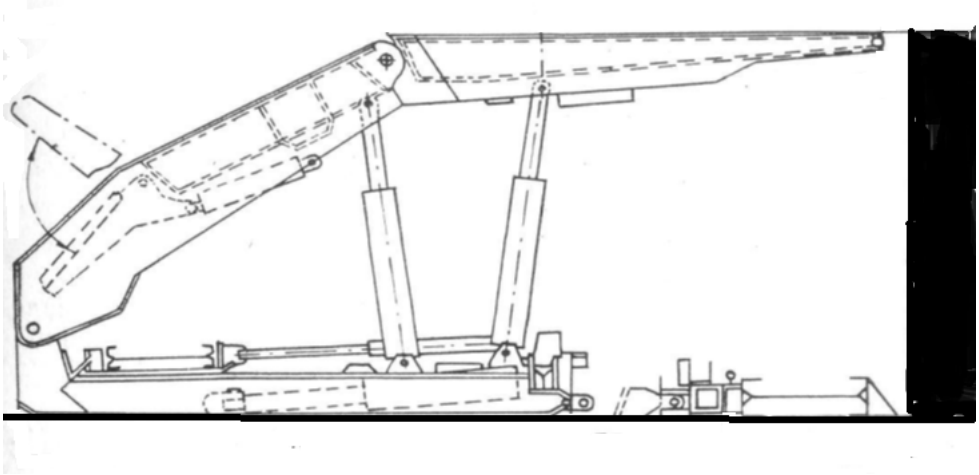
## 2. ZMECHANIZOWANE ŚCIANY PODBIERKOWE – PODSTAWOWE IDEE I ROZWIĄZANIA

Poszukiwanie poprawy efektywności ścian podbierkowych z jednoczesnymi próbami kompleksowej mechanizacji doprowadziło od lat 60-tych XX wieku do powstania dwóch podstawowych linii rozwojowych z jednym lub dwoma przenośnikami zgrzebłowymi w ścianie. Na rys. 1 pokazano typowe grupy używanych w ostatnich 20 latach rozwiązań mechanizacyjnych ścian podbierkowych.



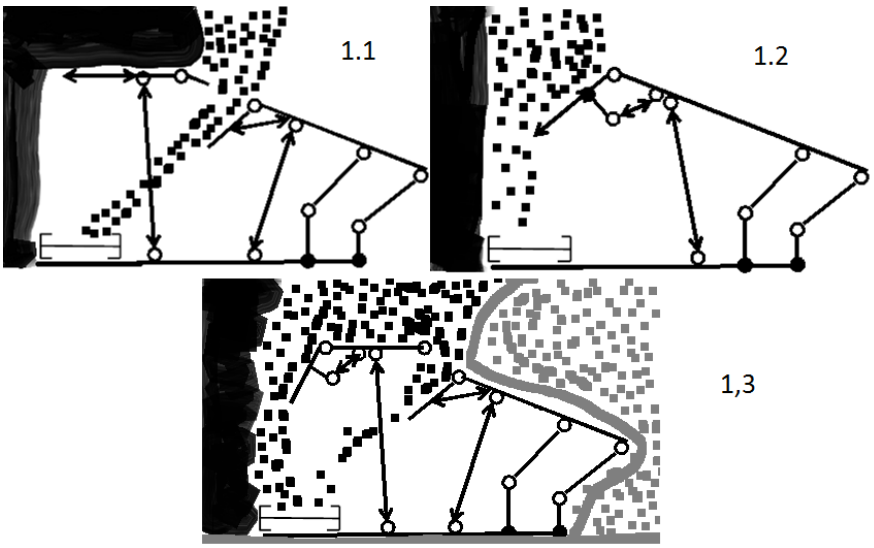

Rys.1. Typologia podstawowych rozwiązań zmechanizowanych ścian podbierkowych [opracowanie własne]
Fig.1. Fully mechanized Longwall Top Coal Caving – basic typology

Pierwsze częściowo tylko zmechanizowane rozwiązania ścian podbierkowych z dwoma przenośnikami zastosowano w górnictwie węglowym Francji i tam też pojawiły się pierwsze obudowy zmechanizowane do takich ścian, w tym z tylnym przenośnikiem prowadzonym na spągnicy sekcji wydłużonej w stronę zawału (rys. 2). Współcześnie w światowym górnictwie węglowym nie stosuje się praktycznie dwuprzenośnikowych ścian podbierkowych z tylnym przenośnikiem ułożonym na spągnicy sekcji ze względu na trudności z wypuszczaniem węgla oraz utrzymaniem tylnego przenośnika zgrzebłowego.



Rys. 2. Zmechanizowana obudowa ścianowa do dwuprzenośnikowej ściany podbierkowej z tylnym przenośnikiem prowadzonym na spągnicy sekcji Marrel Hydro FB-12-30S
Fig. 2. Roof support Marrel Hydro FB-12-30S for fully mechanized LTCC with rear AFC on expanded support base

Zmechanizowane ścianowe systemy podbierkowe z pojedynczym przenośnikiem ścianowym są obecnie stosowane w górnictwie węglowym Słowacji [3], Słowenii [5], Wietnamu[10]. Do niedawna stosowane były w górnictwie węglowym Turcji [7]. Planowane jest wdrożeni jednoprzenośnikowej ściany podbierkowej w jednej z podziemnych kopalń twardego węgla brunatnego w Bośni.




Rys. 3. Rozwiązania technologiczne wypuszczania węgla w zmechanizowanych jednoprzenośnikowych ścianach podbierkowych wg typologii z rys. 1. [opracowanie własne]
Fig. 3. Coal caving solutions in fullu mechanized single AFC LTCC faces – idea based on Figure 1.

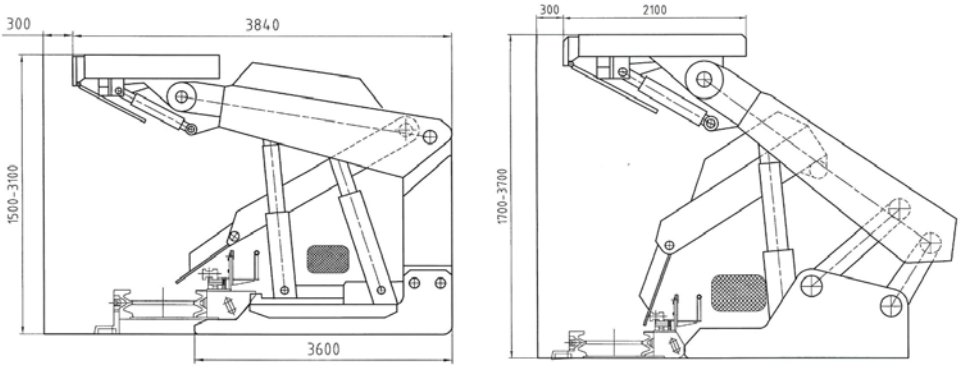
Nadal w górnictwie węglowym Rumunii, Turcji [4]i Wietnamu [9] są prowadzone częściowo zmechanizowane ściany podbierkowe o różnym stopniu mechanizacji [8}.
Współcześnie najbardziej rozpowszechnionym rozwiązaniem zmechanizowanych ścian podbierkowych są dwuprzenośnikowe ściany z tylnym przenośnikiem wleczonym po spągu za spągnicą sekcji.

## 3. POLSKIE ROZWIĄZANIA DO ZMECHANIZOWANYCH ŚCIAN PODBIERKOWYCH

Polscy producenci maszyn górniczych od co najmniej dwudziestu lat pracowali nad rozwiązaniami dla podbierkowych ścian zmechanizowanych. W systemach technicznych najbardziej istotne były konstrukcje obudów zmechanizowanych, ponieważ, zwłaszcza w rozwiązaniach jednoprzenośnikowych, pozostałe elementy kompleksu ścianowego różnią się nieznacznie. Poniżej przedstawiono projekty, prototyp i wdrożone rozwiązanie wszystkie powstałe w zakładach produkcyjnych wchodzących w skład FAMUR S.A.

### *3.1. Obudowy do jednoprzenośnikowych ścian podbierkowych.*

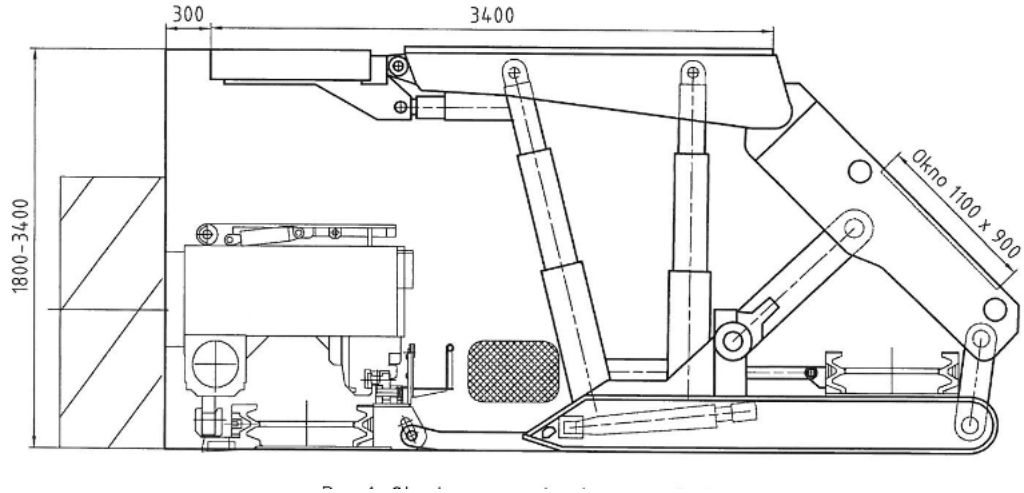
We wchodzących w skład FAMUR S.A. fabrykach FAZOS jak i Glinik opracowywano w przeszłości rozwiązania obudów zmechanizowanych dla jednoprzenośnikowych ścian podbierkowych. Na potrzeby odbiorcy rumuńskiego opracowano w FAZOS S.A. kilka typów obudów zmechanizowanych do jednoprzenośnikowych ścian podbierkowych,z wypuszczaniem węgla przez okno spustowe, w tym obudowę z przegubem centralnym (4-stojakową) i 2- stojakową obudowę lemniskatową.




Rys. 4. Obudowy zmechanizowane konstrukcji FAZOS do jednoprzenośnikowych ścian podbierkowych
Fig. 4. Mechanized roof support for single AFC LTCC from FAZOS (concept)

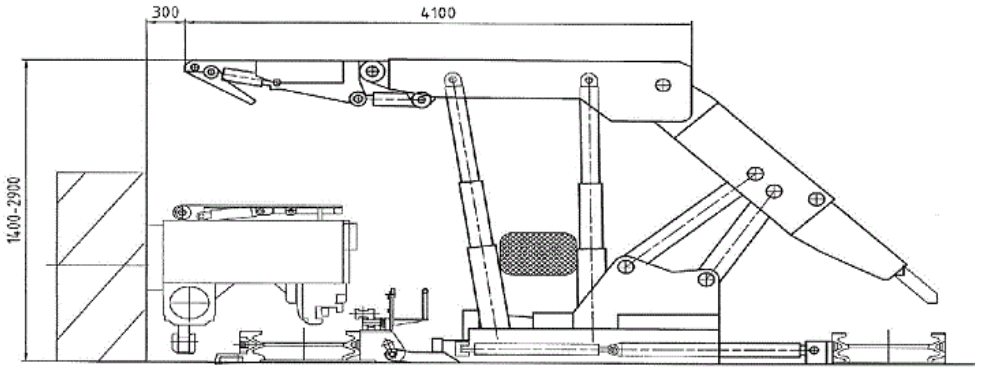
### *3.2. Obudowy do dwuprzenośnikowych ścian podbierkowych.*

W FAZOS opracowano zmechanizowaną obudowę podbierkową do ścian dwuprzenośnikowych z tylnym przenośnikiem prowadzonym na spągnicy sekcji obudowy (rys.).



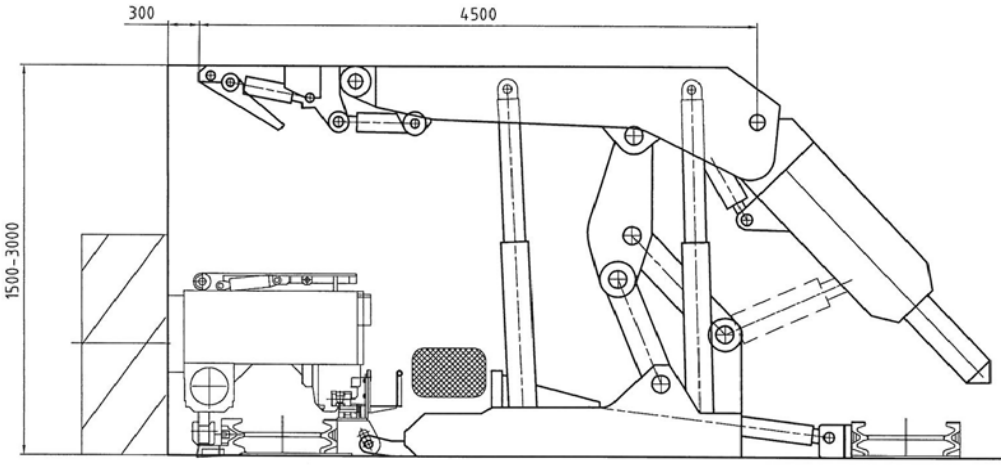

Rys. 5. Obudowa zmechanizowana FAZOS 8/34-POz do dwuprzenośnikowej ściany podbierkowej z tylnym przenośnikiem na spągnicy obudowy zmechanizowanej
Fig.5. Mechanized roof support for double AFC LTCC system with rear AFC on support base

Nie podjęto produkcji tej obudowy. W FAZOS opracowano także koncepcję obudowy podbierkowej do dwuprzenośnikowej ściany podbierkowej z tylnym przenośnikiem ścianowym prowadzonym pod spągu za spągnicą sekcji obudowy zmechanizowanej.



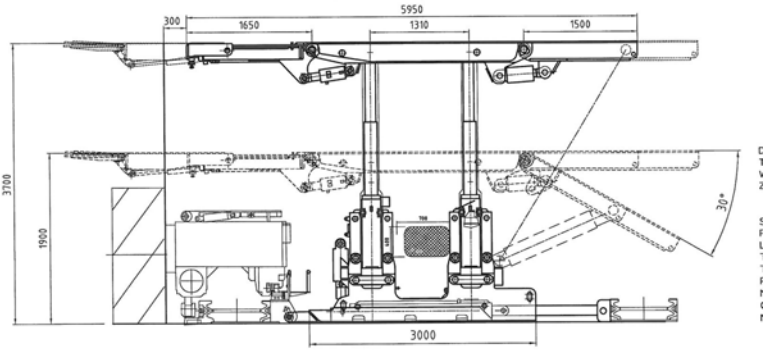

Rys.6. Obudowa zmechanizowana FAZOS 14/29-POz do dwuperzenosnikowej ściany podbierkowej z tylnym przenośnikiem na spągu z spągnicą sekcji
Fig. 6 Mechanized roof support for double AFC LTTC system with rear AFC on floor

Nie podjęto produkcji tej obudowy.
W odpowiedzi na różne zapytania potencjalnych klientów opracowywano kolejne koncepcje zmechanizowanych obudów ścianowych do ścian podbierkowych. Poważnym problemem było projektowanie obudów dla klientów, którzy nie mieli doświadczeń w prowadzeniu ścian zmechanizowanych




Rys. 7. Podporowa obudowa podbierkową z odwróconym układem lemniskatowym FAZOS 15/30 – Poz dla dwuprzenośnikowej ściany podbierkowej.
Fig. 7. 4 leg roof support FAZOS 15/30-POz for double AFC LTCC system with reversed lemniskate conector

Nie podjęto także produkcji tej obudowy. Oparciu o konstrukcję obudowy podsadzkowej opracowano obudowę do ścian podbierkowy FAZOS 19/39-Pp.




Rys. 8. Obudowa FAZOS 19/39-Pp do dwuprzenośnikowej ściany podbierkowej będąca konwersją obudowy podsadzkowej
Fig. 8. Roof support FAZOS 19/39-Pp for double AFC LTTC system conversed from support for longwall face with backfiling

Przedstawione rozwiązania pozostały jedynie w fazie projektów koncepcyjnych i ofertowych.

*3.3. Prototypy.*

We wchodzącym obecnie w skład FAMUR S.A. zaprojektowano i wykonano demonstrator technologii – obudowę zmechanizowaną do dwuprzenośnikowej ściany podbierkowej z tylnym przenośnikiem prowadzonym po spągu za obudową.




Rys. 9. Obudowa zmechanizowana Glinik 18/32-Pp do dwuprzenośnikowych ścian podbierkowych – demonstrator technologii.
Fig. 9. Mechanized roof support Glinik 18/32-Pp for double AFC LTTC faces – technology demonstrator.

Mimo, że nie podjęto seryjnej produkcji tej obudowy to jej testy fabryczne pozwoliły na wypracowanie istotnych wniosków na przyszłość.

### *3.4. Wdrożenia.*

W tureckiej kopalni Imbat (zagłębie Soma) wdrożono dwa dwuprzenośnikowe kompleksy podbierkowe z obudową zmechanizowaną FAMUR FRS 16/26, przenośnikami zgrzebłowymi PSZ-750 i kombajnami ścianowymi KGS-245N.




Rys.10. Drugi kompleks podbierkowy dla kopalni IMBAT produkcji FAMUr S.A. w czasie testy komatybilności
Fig.10. SecondFAMUR's LTCC komplex for turkish Imbat mine in time of compatibility test.

Kompleksy te spełniły oczekiwania zamawiającego, choć kopalnia miała zaledwie kilku miesięczne doświadczenie w prowadzeniu ścian zmechanizowanych.
W trakcie prowadzonych w FAMUR S.A. analiz okazało się, że w ścianowych kompleksach podbierkowych kombajn stanowi urządzenie, w pewien sposób, pomocnicze. W „klasycznej" ścianie kombajn decyduje o wydajności, a pozostałe urządzenia muszą być do niego dostosowane. W ścianie podbierkowej rolą kombajnu ścianowego jest przygotowanie przestrzeni dla wypuszczania węgla znad obudowy i w znacznie mniejszym stopniu wpływa on na uzyskiwaną wydajność ściany. Z tego powodu klientowi zaoferowano KGS-245 – kombajn ścianowy z hydraulicznym układem posuwu, spełniającego wszystkie wymagania tego klienta. Poważnymi argumentami były:

- Mniejsze oczekiwania wydajnościowe od kombajnu, który w ścianie podbierkowej spełnia w istocie funkcję pomocniczą, nie dysponują zbyt dużymi zasobami finansowymi,
- Niższe wymagania wobec sieci elektrycznej kopalni i elektromonterów,
- Znacząco niższa cena kombajnu z posuwem hydraulicznym od ceny porównywalnego kombajnu z posuwem hydraulicznym.

Warto podkreślić że zadowolenie kopalni Imbat zaowocowało zamówieniem serii tych kombajnów.

## 4. PODSUMOWANIE

W Polsce nie stosowano zmechanizowanych ścian podbierkowych i nie było doświadczeń w tym zakresie. Niezależnie od dobrze zaprojektowanego i wykonanego wyposażenia do sukcesu przyczyniło się wsparcie klienta doświadczonymi górnikami z Polski. Istotnym czynnikiem dla każdego systemu wybierania węgla jest właściwy dobór urządzeń i dostosowana do wyposażenia organizacja pracy. Istotnym elementem sukcesu okazało się więc dobra współpraca górników obu firm.

## LITERATURA


[1]Korski J.[2003]: *Ewolucja technologii podbierkowej wybierania bardzo grubych pokładów węgla w górnictwie chińskim*. Wiadomosci Górnicze nr 3 (R.54). S.119-128.

[2]Korski J.[2006]: *Technologie podbierkowe w górnictwie węglowym. Wprowadzenie do podbierkowych technologii wybierania węgla.* Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2006, Szczyrk 20-24 lutego 2006. IGSMiE PAN i Katedra Górnictwa Podziemnego AGH. Sympozja i Konferencje nr 66, Kraków.

[3]Korski J.[2015]: *Współczesne zmechanizowane ściany podbierkowe w praktyce światowej* . Monografia: *Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo-Efektywność-Niezawodność.* Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2015.

[4]Korski J.[2016]: *Fully mechanized Longwall Top Coal Caving (LTCC) – going to effective simplicity*. W: Proceedings of the 20-th Coal Congress of Turkey. 04-06 May 2016 Zonguldak/Turkey. ISBN: 978-605-01-0877-4

[5]Milicevic Z., Milic V.[2013]: *Technologija Podzemne Eksploatacije Ležista Mineralnih Sirovin*. Univerzitet u Beogradu Tehnicki Fakultet u Bora, Bor.

[6]Ostrihansky R.1996]: *Eksploatacja podziemna złóż węgla kamiennego*. Śląsk" Sp. z o.o, Katowice.

[7]Özfirat M. K., Şimşir F., Gönen A.[2005]: *A brief comparison of longwall method used at mining of thick coal seams.* The 19th International Mining Congress and Fair of Turkey. Izmir, June 09-12.

[8]Popa A., Rotunjeanu I., Arad v., Gaf-Deac I.[1993: *Exploatari miniere*. Editura Didactica si Pedagogica R.A., Bucuresti.
[9]Praca zbiorowa [Ban Bien Tap – red.][2007]: *Ket qua nghien cuu va trien khai. Khoa hos cong nghe. Giai doan 2002 – 2007*. Institute of Mining Science and Technology, Hanoi.

## LONGWALL TOP LOAL CAVING IN COAL MINING AND POLISH MINING EQUIPMENT MANUFACTURERS

Longwall top coal caving is known as a coal extraction since 50-ties of XX century. Simultanously this method was designed and implemented in France and Slovenia (former Yugoslavia). In Poland conventional LTCC unsuccesfull trials were done in 60-ties. From the beeginin were researched possibilities of LTCC mechanization. Finally in China were designed and implemented fully mechanized LTCC systems as an improvement of previous european solutions. Polish coal mining equipment manufactures were designing LTCC solutions for foreign customers, because fully mechanized LTCC were not implemented to polisg hard coal mining In Article are presented polish LTCC solutions.

# Czy podejście procesowe może podnieść efektywność polskiego górnictwa węgla kamiennego?

Jacek Korski
*FAMUR S.A.*

STRESZCZENIE: Kopalnia węgla kamiennego to złożony system społeczno-techniczny służący do realizacji złożonego systemu procesów i działań, których celem jest dostarczenie końcowemu użytkownikowi węgla jako surowca (paliwa). Polskie kopalnie węgla kamiennego zorganizowane są jako organizacje funkcjonalne z tradycyjnym, wynikającym także z przepisów prawa, podziałem na piony funkcjonalne. W światowym przemyśle, w tym w górnictwie, źródłem poprawy konkurencyjności, a w tym poprawy efektywności jest wprowadzenie zarządzania procesowego. W artykule przedstawiono możliwość wdrożenia podejścia procesowego w polskiej kopalni węgla kamiennego.

SŁOWA KLUCZOWE: Zarządzanie procesowe, procesy w kopalni, procesy operacyjne.

## 1. WPROWADZENIE

Podejście procesowe do zdarzeń w kopalni węgla kamiennego nie jest przejawem mody, ale konsekwencją rosnących wymagań wobec firm oraz rozwoju wiedzy i nauki o zarządzaniu. Współcześnie wdrażanie podejścia procesowego jest potrzebne, przede wszystkim, ze względu na znacznie większą dynamikę zmian wymagań, stanu techniki i warunków funkcjonowania. Procesowe podejście do zarządzania przedsiębiorstwem czy, szerzej, organizacjami od blisko 30 lat staje się coraz bardziej popularne [7,8,14,15,17,18,19]. Doskonalenie przedsiębiorstw czy zakładów realizowane jest w ramach zmiany (usprawnienia) procesów przebiegających w organizacjach gospodarczych, w tym zakładach przemysłowych. Doskonalenie procesów jako *proces re-engineering* zastosowano powszechnie w latach 90-tych XX wieku [3,19]. Bardzo ważne stało się także dostrzeżenie związku systemów działań czyli procesów realizowanych w przedsiębiorstwie ze zużyciem zasobów w przedsiębiorstwie (praca, energia, materiały i informacje), których pieniężnym wymiarem są koszty. Idea rachunku kosztów działań wskazuje, że każda aktywność – działanie powoduje zużycie zasobów, a więc koszty.
Nawet jednak nie podejmując żadnych działań ponosimy koszty utraconych korzyści, będące konsekwencją braku aktywności lub aktywności skierowanej w mniej efektywnym kierunku.
W polskim górnictwie, choć dostrzegano występowanie złożonych procesów [9, 10,11, 13]. Opisano jeden przypadek zastosowania podejścia procesowego do optymalizacji systemu procesów w kopalni [12,13].

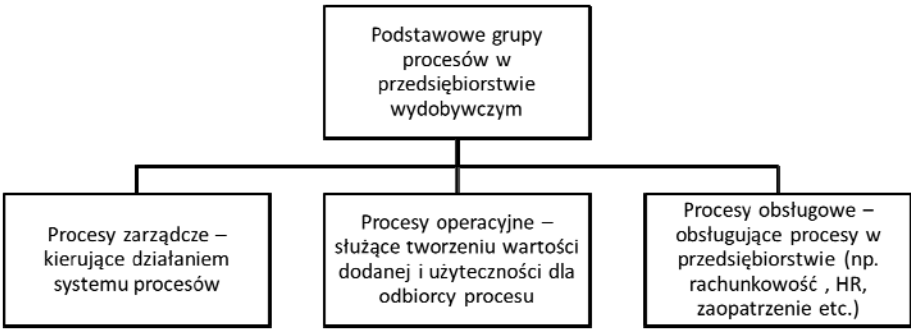
## 2. PODEJŚCIE PROCESOWE I ZARZĄDZANIE PROCESAMI – PODSTAWY TEORETYCZNE

Przyjmując, że stwierdzenie, że *proces* to ciąg zdarzeń lub działań połączonych wspólnym celem lub skutkiem, można wskazać, że istnieją tzw. *procesy gospodarcze* czyli stale powtarzające się cykle działań ludzkich polegających na wytwarzaniu dóbr i świadczeniu usług w celu zaspokojenia potrzeb ludzkich oraz osiągnięciu wyznaczonych celów (np. zdobycie nowych rynków, zwiększenie produkcji).

Poszerzona definicja procesu gospodarczego [8] określa go jako:

- łańcuch sekwencyjnych czynności, które transformują mierzalne wejścia (materiały, informacje, ludzi, urządzenia, metody) w mierzalne wyjścia (produkty, usługi, informacje) - postępowanie to polega zatem na dodaniu do zasileń nowej wartości (dodanej),
- działanie mające mierzalny cel, którym jest tworzenie wartości uznanej i zweryfikowanej przez odbiorcę, zwartej w wyrobie, usłudze, informacji lub innym możliwym od zdefiniowania efekcie końcowym,
- działanie mające dostawcę i klienta, co implikuje, iż jego granice wyznaczone są przez zdefiniowany rodzaj transakcji zakupu zasileń i sprzedaży wytworu
- działanie, które może podlegać powtarzaniu, co oznacza, że możliwe jest jego zapisanie w formie umożliwiającej odczytanie jego przebiegu przez realizatorów.

St. Nowosielski definiuje proces ( gospodarczy) jako skoordynowany i standaryzowany przepływ działań wykonywanych przez ludzi lub maszyny, mogących przekraczać granice funkcji i działów w celu osiągania celów firmy, stanowiących określoną wartość dla wewnętrznych lub zewnętrznych klientów [20].



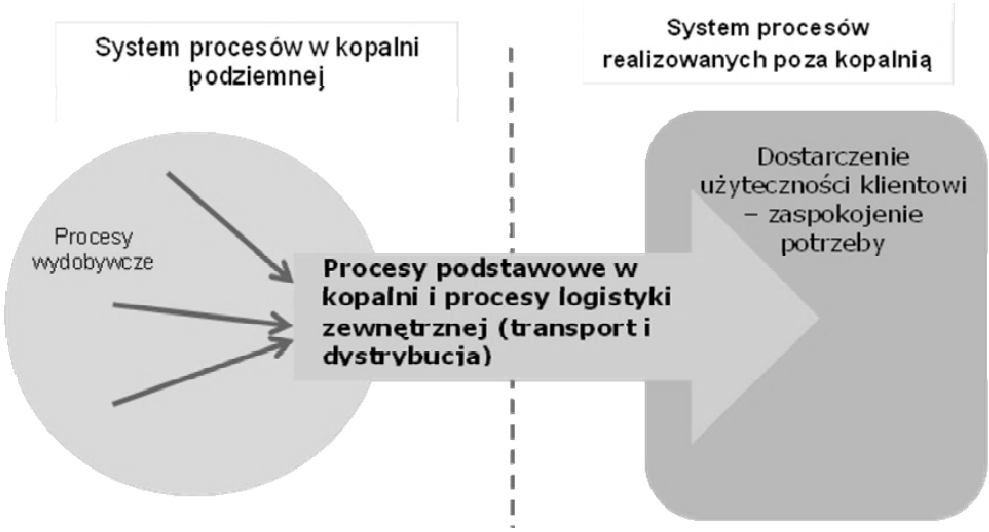

Rys.1. Podstawowe grupy procesów w przedsiębiorstwie górniczym (Opracowanie własne)
Fig. 1. Basic groups of processes in mining enterprise

Bartoszewicz proces gospodarczy postrzega jako [1] strukturalnie wydzieloną część modelu przedsiębiorstwa, w której realizowane są ściśle określone i powiązane ze sobą zadania produkcyjne lub decyzyjne. Proces gospodarczy przedsiębiorstwa określa sposoby, jakimi należy osiągać wyznaczone cele oraz realizować ustalone zadania, poprzez zdefiniowanie uporządkowanego zbioru niezbędnych zdarzeń i czynności. Od strony modelowej obejmuje zbiór metod i

technik, służących do opisania zjawisk techniczno-ekonomicznych, zachodzących w przedsiębiorstwie. Strumienie czynności realizowane w organizacji opisywane są na schematach procesów gospodarczych.
W organizację procesową wpisana jest orientacja na klienta [16]. W organizacji tradycyjnej klient jest traktowany zazwyczaj trzeciorzędnie. Przedsiębiorstwa koncentrują się głównie na produkcji tego, co jest ich domeną, po czym starają się umiejscowić rezultat swojej pracy na rynku. W organizacji procesowej jest odwrotnie. Perspektywa procesu ukierunkowanego na biznes to perspektywa klienta. W centrum uwagi znajduje się zatem klient zewnętrzny i klient wewnętrzny (pracownik organizacji) oraz ukierunkowany na klientów łańcuch tworzenia wartości.
Procesy stanowią dla klienta o istocie firmy. Klient nie dostrzega struktury organizacyjnej, filozofii zarządzania czy zadań wykonywanych przez poszczególne jednostki organizacyjne – nie jest to przedmiotem jego zainteresowania [4]. Klienta interesuje jedynie efekt działań organizacji czyli dostarczane przez nią produkty czy usługi, które powstają w różnorodnych procesach wewnątrz-organizacyjnych. Z tej przyczyny klient ocenia organizację z punktu widzenia wartości jaka otrzymuje (czas, jakość) oraz ceny, jaką za wartość tą musi zapłacić [2].

## 3. CZYM NIE JEST PROCES PODSTAWOWY W KOPALNI

*Proces podstawowy* jest definiowany jako taki, uporządkowany zespół działań, którego celem jest zaspokojenie potrzeb klienta zewnętrznego, w przypadku przedsiębiorstwa uzyskanie przychodów umożliwiających kontynuowanie działalności przedsiębiorstwa i jego rozwój.
Proces podstawowy czyli proces wydobywczy i, choć nie zawsze, proces wzbogacania (oczyszczania kopaliny) jest traktowany w literaturze jako proces produkcyjny czyli taki, którego podstawę stanowią podprocesy wytwarzania (procesy wytwórcze), których istotę stanowią operacje technologiczne związane ze zmianą kształtu, własności fizycznych lub mechanicznych obiektów wprowadzanych z zewnątrz surowców i materiałów. Pośrednio tłumaczy to problemy związane z wdrożeniem w górnictwie nowoczesnych metod zarządzania produkcją znanych zwłaszcza z przemysłu motoryzacyjnego (np. Lean Management, Kaizen i innych – metody te stworzone zostały do innego systemu procesów. Nie oznacza to, że nie można wykorzystać ogólnej filozofii tych narzędzi i metod.
Celem kopalni węgla kamiennego jest, najogólniej, wydobywanie węgla kamiennego i dostarczanie go klientowi.
Koncentrując się na części górniczej procesu podstawowego w kopalni czyli procesu (robót) wydobywczych (roboty wybierkowe + transport urobku) można zdefiniować proces wydobywczy jako: *Opróżnianie magazynu kopaliny nagromadzonej wcześniej w procesach naturalnych i dostarczenie tej kopaliny do użytkownika (klienta zewnętrznego).*




Rys.2. Ogólna idea procesu podstawowego w kopalni.(opracowanie własne)
Fig.2. Main idea of extraction – basic process in the mine

Proces wydobywczy nie tworzy użyteczności kształtu (postaci) materiału, co jest typowe dla procesów produkcyjnych. Proces wydobywczy tworzy dla klienta zewnętrznego (odbiorcy wyniku procesu) użyteczność miejsca i czasu typowe dla procesów logistycznych

## 4. CZYM JEST SYSTEM PROCESÓW W KOPALNI PODZIEMNEJ

Procesy w kopalni podziemnej to złożony zespół procesów, operacji i czynności wykonywanych dla realizacji określonego celu gospodarczego. Opisując system procesów realizowanych w podziemnej kopalni węgla kamiennego należy zaliczyć ten system procesów do przemysłowych procesów gospodarczych.
Ze względu na skalę, powtarzalność procesów i operacji oraz złożony system środków technicznych procesy w kopalni tworzą system procesów przemysłowych.
Jak wskazuje Marciniak [18] proces gospodarczy jest zbiorem wszystkich działań mających na celu zaspokojenie potrzeb określone] grupy klientów oraz zwiększenie produktywności samego procesu.
Poszerzona definicja procesu gospodarczego określa go jako [8]:

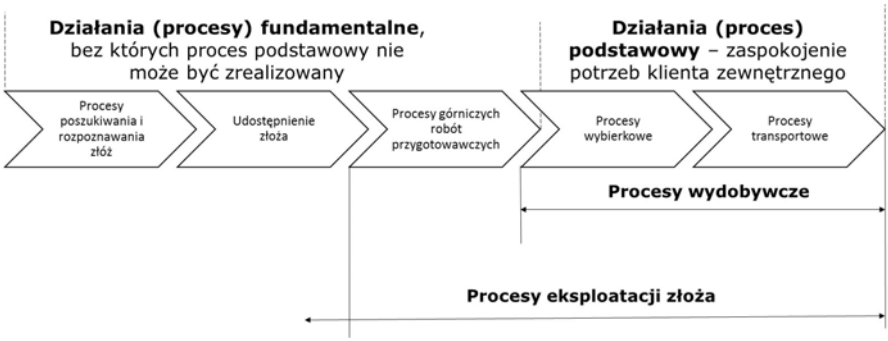
- łańcuch sekwencyjnych czynności, które transformują mierzalne wejścia (materiały, informacje, ludzi, urządzenia, metody) w mierzalne wyjścia (produkty, usługi, informacje) - postępowanie to polega zatem na dodaniu do zasileń nowej wartości (dodanej),
- działanie mające mierzalny cel, którym jest tworzenie wartości uznanej i zweryfikowanej przez odbiorcę, zwartej w wyrobie, usłudze, informacji lub innym możliwym od zdefiniowania efekcie końcowym,
- działanie mające dostawcę i klienta, co implikuje, iż jego granice wyznaczone są przez zdefiniowany rodzaj transakcji zakupu zasileń i sprzedaży wytworu
- działanie, które może podlegać powtarzaniu, co oznacza, że możliwe jest jego zapisanie w formie umożliwiającej odczytanie jego przebiegu przez realizatorów.

St. Nowosielski definiuje proces ( gospodarczy) jako skoordynowany i standaryzowany przepływ działań wykonywanych przez ludzi lub maszyny, mogących przekraczać granice funkcji i

działów w celu osiągania celów firmy, stanowiących określoną wartość dla wewnętrznych lub zewnętrznych klientów [20].
Analizując system procesów w kopalni podziemnej należy dążyć do zachowania spójności z teoretycznymi modelami i strukturami stosowanymi powszechnie w odniesieniu do podejścia procesowego w przemyśle czy szerzej procesowym podejściu do zarządzania łącząc teorię z logiką i celowością tego systemu procesów.
W istocie w każdej organizacji czy przedsiębiorstwie jest realizowany złożony, specyficzny dla każdego rodzaju aktywności i warunków, system procesów obejmujący:

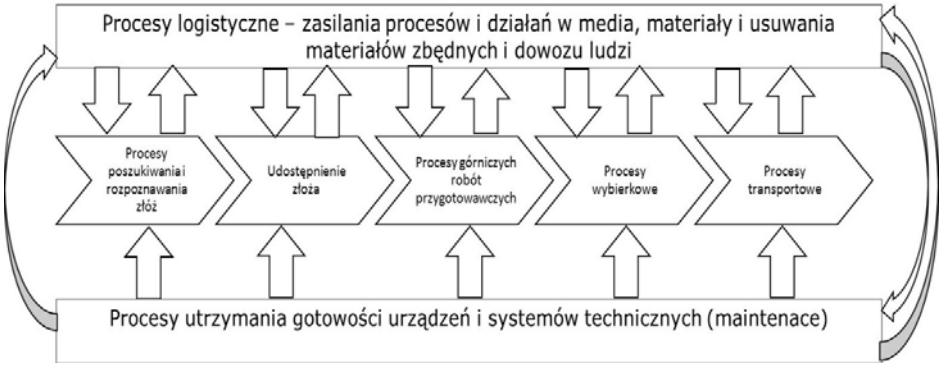
- Procesy zarządcze,
- Procesy wykonawcze (realizacyjne, operacyjne)
- Procesy wspomagające.

Procesy zarządcze i wspomagające muszą być dostosowane do realizowanych w organizacji (np. kopalni) procesów wykonawczych.
W grupie procesów operacyjnych (realizacyjnych, wykonawczych) wydziela się jeszcze kilka grup podprocesów czyli *procesy fundamentalne i podstawowe***,** które grupują aktywności i działania menedżerski, niezbędne w tworzeniu wyników będących przedmiotem transakcji z odbiorcami.
Wg Krawczyka[14] procesy fundamentalne obejmują działania menedżerskie ukierunkowane na tworzenie i prawidłowe wykorzystanie infrastruktury procesów. W takim ujęciu do grupy tej można zaliczyć procesy zapewniające możliwość wykonywania procesów wytwarzających wartość.
Procesy podstawowe stanowią grupę bezpośrednio tworzącą wyniki (np. produkty) oraz wiedza i informacje oraz tzw. przewagi konkurencyjne.
Można więc przedstawić ogólny model systemu procesów w kopalni podziemnej zgodny z ogólną teorią i obejmujący te podstawowe grupy procesów w kopalni z pominięciem procesów przeróbczych (rys.).



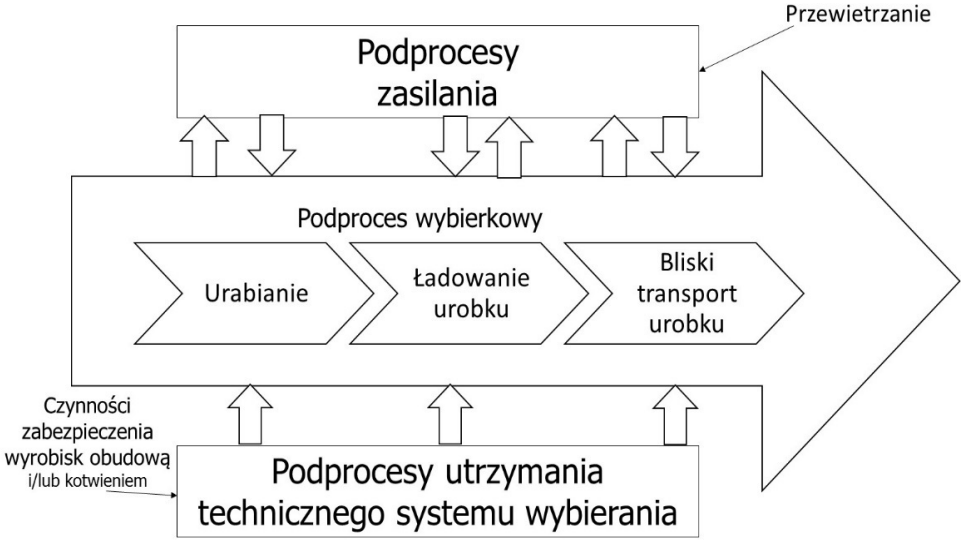

Rys. 3. Procesy (działania) fundamentalne i podstawowe w kopalni (opracowanie własne)
Fig. 3. Fundamental and basic processes in underground mine

Sprawna realizacja procesów fundamentalnych i podstawowych w kopalni (także odkrywkowej) bez sprawnego zasilania tych procesów w energię, materiały, informacje oraz dowozu ludzi. Konieczne jest także utrzymanie w gotowości do działania infrastruktury technicznej (tzw. system maintenance) w związku z tym powstaje znacznie bardziej złożony ogólny model systemu procesów operacyjnych procesów operacyjnych w kopalni (rys.4).




Rys. 4. Ogólny model systemu procesów operacyjnych w kopalni - procesy logistyczne i utrzymania (maintenance) a megaproces (system procesów w kopalni) [Opracowanie własne].
Fig. 4. General model of system of processes in a mine – logistics (supply) and maintenance processes and a mega-process

Realizacja procesów logistycznych wymaga stworzenia odpowiedniej infrastruktury transportowej, przesyłowej oraz do transportu ludzi, która także wymaga zasilania oraz utrzymania w sprawności technicznej. Procesy utrzymania w sprawności infrastruktury technicznej (tzw. maintenance) wymaga także zasilania w energię i materiały (np. części zamienne).

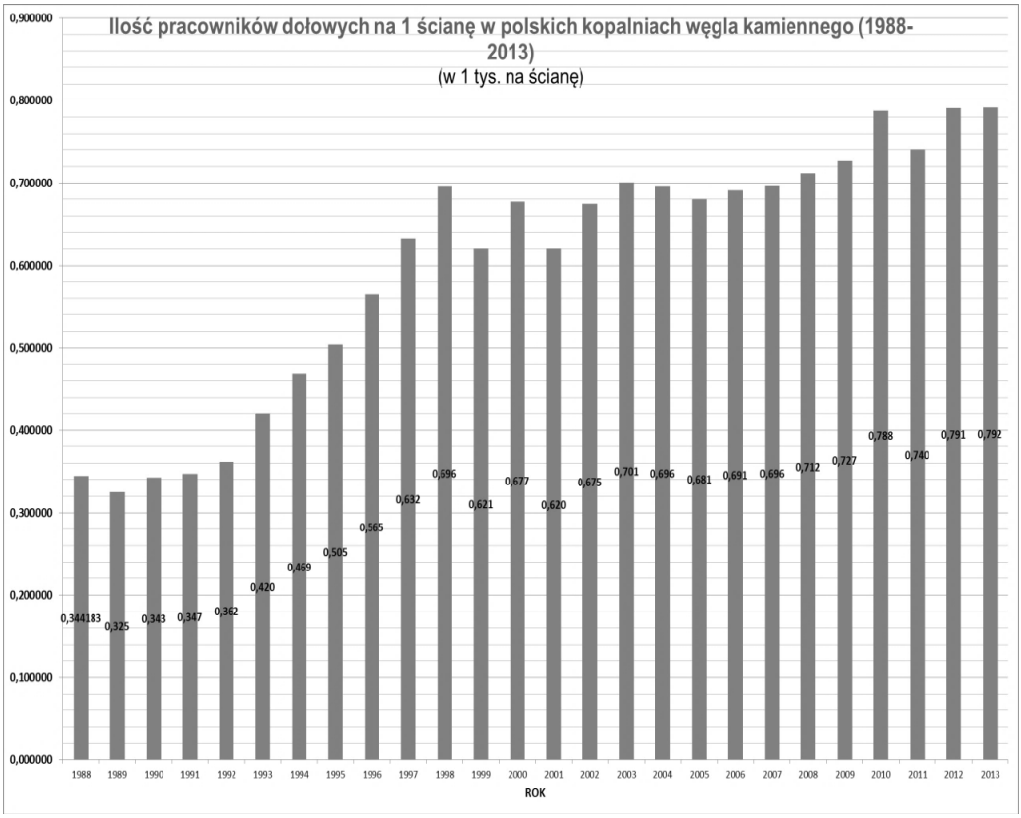



Rys. 5. Wentylacja i wykonanie obudowy (kotwienie) w strukturze działań związanych z realizacją procesu wybierkowego. (Opracowanie własne)
Fig. 5. Ventilation as a supply – logistics process and bolting or support construction as maintenance is extraction subsystem of processes

Na przykładzie modelu podprocesu wybierkowego można wskazać w tym samym modelu operacje (działania) zabezpieczenia wyrobisk (kotwienie i/lub zastosowanie obudowy podporowej lub ich niestosowanie) oraz przewietrzanie (wentylację) (rys. 5).

## 5. CELOWOŚĆ WDROŻENIA PODEJŚCIA PROCESOWEGO W POLSKICH KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO

Podejście procesowe do zdarzeń w kopalni węgla kamiennego nie jest przejawem mody, ale konsekwencją rosnących wymagań wobec firm oraz rozwoju wiedzy i nauki o zarządzaniu. Współcześnie wdrażanie podejścia procesowego jest potrzebne, przede wszystkim, ze względu na znacznie większą dynamikę zmian wymagań, stanu techniki i warunków funkcjonowania.
Historyczny rozwój nauki o organizacji i zarządzaniu zaczął się w swojej istocie od badania i usprawniania procesów, zwłaszcza procesów pracy, w przedsiębiorstwie przemysłowym.
O celowości wdrożenia podejścia procesowego przekonują obecne problemy polskiego górnictwa węgla kamiennego oraz analiza niektórych stworzonych na potrzeby tego opracowania wskaźników w postaci ilości pracowników dołowych oraz pracowników kopalń ogółem przypadających na jedną ścianę z produkcją oraz średnią wielkość wydobycia rocznego statystycznej kopalni w latach 1988-2013.




Rys. 6. Ilość pracowników dołowych w polskich kopalniach węgla kamiennego przypadających na jedną ścianę czynną w latach 1988-2013.[Opracowanie własne]
Fig.6. Total number of underground workers per one operating longwall face in polish coal mining 1988-2013

Mimo wprowadzenia nowych rozwiązań technicznych (maszyny, urządzenia i inne technologie) statystyczna ilość pracowników dołowych przypadających na jedną ścianę systematycznie wzrastała w latach 1988–2013 od 344 do 792. Nie przełożyło się to na znaczący, poprawiający

konkurencyjność, wzrost wydajności i średniego dobowego wydobycia z 1 ściany. Pewnym wytłumaczeniem może być wzrost głębokości eksploatacji i wynikający z tego wzrost poziomu zagrożeń naturalnych, ale należy zadać pytanie: czy to jedyne wytłumaczenie?
Na podstawie wywiadów można stwierdzić, że przy podobnej ciągle ilości pracowników pracujących bezpośrednio w ścianach ilość pracowników dołowych przypadających statystycznie na jedną ścianę czynną systematycznie rośnie, wskazuje to pośrednio na rosnącą pracochłonność innych, poza procesem podstawowym, działań w ramach realizowanego w kopalni węgla systemu procesów. Podobny wskaźnik – ilość pracowników kopalń ogółem (powierzchnia i dół razem) zmieniał się bardzo podobnie.

## 6. PODSUMOWANIE

Chociaż od wielu lat przedstawiane były modele realizowanych w kopalniach podziemnych systemów procesów to nie znalazło to w zasadzie wyrazu w praktycznym wdrożeniu podejścia procesowego do kopalń węgla kamiennego, zwłaszcza w Polsce.
Procesowe podejście do zarządzania kopalnią podziemną powinno obejmować:

- systematyczne podejście do analizy, doskonalenia, sterowania i zarządzania procesami.
- kierowanie postępującym ciągiem zdarzeń logiczno-chronologicznych w organizacji i otoczeniu, zmierzających do osiągnięcia określonego celu, którym jest zaspokojenie potrzeb klienta[17].

Stosując znaną z innych przemysłów idee Business Process Management (BPM) kopalnia nie jest zbiorem odrębnych działów funkcjonalnych o wyraźnie zakreślonych granicach. W ujęciu BPM organizacja stanowi zbiór funkcjonujących w poziomie (odnosząc to do pionowych, hierarchicznych schematów organizacyjnych), przecinających tradycyjne bariery działów organizacji, elastycznych ośrodków pracy i przepływów informacji, połączonych wzajemnymi relacjami. Końcowym elementem tego łańcucha jest klient (zewnętrzny oraz wewnętrzny) [7].
Celem zarządzania procesami jest zapobieganie niezamierzonym błędom na możliwie wczesnym etapie wytwarzania produktów lub usług, orientacja na polepszenie bieżących procesów i optymalizacja całego systemu organizacyjnego.
Można wskazać, że:

I. Podejście procesowe powinno przyczynić się do poprawy efektywności systemu procesów w polskich kopalniach, choć względy prawne nie pozwalają obecnie na przekształcenie kopalń podziemnych z organizacji funkcjonalnych na procesowe.
II. Istnieją potencjalne rezerwy poprawy efektywności, w tym racjonalizacji kosztów przez wdrożenie podejścia procesowego.
III. Warunkiem koniecznym jest identyfikacja systemu procesów w kopalni.
IV. Korzyścią z wdrożenia podejścia procesowego będzie wyeliminowanie sprzeczności, konfliktów i utraconych korzyści wywołanych niewłaściwą organizacją systemu procesów.

Analiza danych archiwalnych z opracowanego w FAMUR S.A systemu E-Kopalnia monitorującego pracę maszyn wchodzących w skład kombajnowych kompleksów ścianowych wskazuje wyraźnie, że wskazywane w zarządzaniu procesowy, przekazywanie wyników poszczególnych realizowanych w kopalni podprocesów ich odbiorcom jest przyczyną poważnych strat czasu pracy kompleksu. Zaobserwowano przykładowo, że wskutek niewłaściwego wykonania chodników przyścianowych czas przejazdu z urabianiem ściany był znacząco krótszy (50-55 min.) niż czas postojów związanych z przekładaniem napędów przenośnika końcowego.

LITERATURA


[1] Rataj M. 1995: Bartoszewicz G. [2007]: *Projektowanie wdrożenia modułów logistycznych zintegrowanych systemów klasy ERP : podejście procesowe.* Akademia Ekonomiczna w Poznaniu, Poznań.

[2] Brajer-Marczak R.[2006]: *Identyfikacja podejścia procesowego w zarządzaniu w praktyce przedsiębiorstw*. Zeszyty Naukowe Akademii Ekonomicznej w Poznaniu nr 81, Poznań.

[3] Brzychczy E. [2016]: *Reengineering jako krok w kierunku reorganizacji krajowych przedsiębiorstw górniczych*. Przegląd Górniczy nr 8.

[4] Chmielewski D.[2002: *Dwie szkoły zarządzania procesami*. Manager nr 4.

[5] Durlik I.[1993]: *Inżynieria zarządzania – strategia i projektowanie systemów produkcyjnych w gospodarce rynkowej*. AMP Wydawnictwo Naukowe, Katowice.

[6] Grajewski P. [2007]: *Organizacja procesowa*. Polskie Wydawnictwo Ekonomiczne Warszawa.

[7] Hammer M., Stanton S. [2003]: *Jak naprawdę funkcjonuje firma zarządzana procesowo*. Business Harvard Review nr 7.

[8] Karaszewski R.[2006]: *Nowoczesne koncepcje zarzadzania jakością.* TNOiK, Toruń.

[9] Korski J., Korski W.[2015]: *Underground mine as a system of processes*. „Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering" nr 02 (electronic edition).

[10] Korski J.[2005]: *Analiza procesu podstawowego w kopalni węgla kamiennego.* W: materiały konferencyjne Szkoły Ekonomiki i Zarządzania w Górnictwie 2005 - Ekonomika, organizacja, zarządzanie i marketing w przemyśle wydobywczym, Krynica, 14-16 września 2005. (Red. K. Czopek) Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica. Wydział Górnictwa i Geoinżynierii, Komitet Górnictwa Polskiej Akademii Nauk. Sekcja Ekonomiki i Organizacji Górnictwa. Kraków : Akademia Górniczo-Hutnicza. Wydział Górnictwa i Geoinżynierii.

[11] Korski J.[2011]: *Lean Management w przedsiębiorstwie górniczym.* Wiadomości Górnicze nr 1.

[12] Korski J.[2005]: Restrukturyzacja kopalni „Bolesław Śmiały". Przegląd Górniczy nr 4.

[13] Korski J.[2005]: *Wykorzystanie metody procesowo-logistycznej w zarządzaniu kosztami w kopalni węgla kamiennego*. Praca doktorska. Wydział Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej w Gliwicach, 19.07.2005. [niepublikowana].

[14] Krawczyk S.[red] [2011]: *Logistyka. Teoria i praktyka*. Difin, Warszawa .

[15] Kunasz M.[2010]: *Zarządzanie procesami*. Economicus, Szczecin.

*[16]* Kupczyk A, Korolewska-Mróz H., Czerwonka M.[1998]: *Radykalne zmiany w firmie*. Infor, Warszawa.

[17] Manganelli R.L., Klein M.M. [1994]: *The Reengineerin Handbook – A Step by Step Guide to Business Transformation*. Amacom, New York.

[18] Marciniak J. [2006]: *Standaryzacja procesów zarządzania personelem.* Oficyna Ekonomiczna, Kraków.

[19] Muller R., Rupper P. [2000]: *Process Reengineering*. Astrum, Wrocław.

[20] Nowosielski S. (red.) [2009]: *Podejście procesowe w organizacjach.* Uniwersytet Ekonomiczny w Krakowie, Kraków.


IF PROCESS MANAGEMENT CAN INCREASE POLISH COAL MINING EFFICIENCY?


Underground coal mine is a complex system of processes and basic goal of all those processes and activities is to supply final customer with coal. Polish coal mines organized as traditional, functional organizations with functional departments descripted also in local mining law. In worldwide coal mining industry a source of efficiency increasing is process management implementation. In article are presented some ideas in process management in underground polish coal mines.

# Pracujące ręce wymagają szczególnej ochrony – właściwy dobór rękawic dla pracowników kopalń – rezultaty i problemy

Jerzy Kornaś
*Polska Grupa Górnicza Sp. z o.o. Oddział KWK Piast-Ziemowit*
Dariusz Kołodziejczyk
*Polska Grupa Górnicza Sp. z o.o. Oddział KWK Piast-Ziemowit*
Oliwier Kawala
*Polska Grupa Górnicza Sp. z o.o. Oddział KWK Piast-Ziemowit*
Andrzej Pieczyrak
*Prewenta Sp. z o.o. Mikołów*

STRESZCZENIE: W referacie przedstawiono problematykę związaną z właściwym doborem rękawic dla pracowników kopalń na wybranych stanowiskach pracy. Autorzy artykułu poruszają zagadnienia związane z wymogami jakie pracodawca - Polska Grupa Górnicza sp. z o.o. stawia przed środkami ochrony dłoni. W prosty sposób wyjaśniono z czego wynikają i jak należy czytać piktogramy znajdujące się na rękawicach. Przedstawiono również doświadczenia KWK Piast-Ziemowit w zakresie możliwości wyposażenia pracowników w środki ochrony dłoni w zależności od stanowiska pracy.

SŁOWA KLUCZOWE: Rękawice ochronne, rękawice robocze

## 1. Wprowadzenie

Polska Grupa Górnicza sp. z o.o. to obecnie ok. 28 tysięcy pracowników, w Oddziale KWK Piast-Ziemowit zatrudnionych jest prawie 7,5 tysiąca pracowników, których należy wyposażyć w odpowiednie środki ochrony dłoni. W branży górniczej wymagania stawiane przed środkami ochrony dłoni są złożone, gdyż z jednej strony pracodawca określając wymagania dla rękawic wyznacza by zapewniały one wysoki poziom bezpieczeństwa, a z drugiej strony pracownicy oczekują od nich wysokiego komfortu i kultury pracy. Czy jest to możliwe do pogodzenia? Tak, według autorów niniejszego artykułu jest to możliwe.

## 2. Spełnienie wymagań przepisów prawnych, norm – czyli jak czytać oznaczenia znajdujące się na rękawicach

Środki ochrony dłoni, wg obowiązującego prawodawstwa europejskiego oraz polskiego muszą spełniać szereg wymogów. Zgodnie z rozporządzeniem ministra pracy i polityki socjalnej w sprawie ogólnych przepisów bezpieczeństwa i higieny pracy **rękawice ochronne** należą do grupy środków ochrony indywidualnej – ochrony kończyn górnych a stosowanie ich jest wymagane podczas prac stwarzających ryzyko urazów rąk [1], w tym m.in.:

a) prace z użyciem przedmiotów lub materiałów ostrych, tnących, kłujących, parzących lub szczególnie chropowatych albo inne narażające na uszkodzenia rąk, z wyłączeniem prac przy obsłudze maszyn, przy których istnieje niebezpieczeństwo wciągnięcia rękawicy,
b) spawanie lub cięcie metali za pomocą łuku elektrycznego (…),
c) prace, przy których przedramiona są narażone na poranienie lub rozpryskiwanie materiałów żarzących się.

Środki ochrony indywidualnej powinny być stosowane w sytuacjach, kiedy nie można uniknąć zagrożeń lub nie można ich wystarczająco ograniczyć za pomocą środków ochrony zbiorowej lub odpowiedniej organizacji pracy.
Dostarczane pracownikom do stosowania środki ochrony indywidualnej powinny:

a) być odpowiednie do istniejącego zagrożenia i nie powodować same z siebie zwiększonego zagrożenia;
b) uwzględniać warunki istniejące w danym miejscu pracy;
c) uwzględniać wymagania ergonomii oraz stan zdrowia pracownika;
d) być odpowiednio dopasowane do użytkownika.

Na mocy tego rozporządzenia środki ochrony indywidualnej powinny być przeznaczone do osobistego użytku oraz stosowane zgodnie ze swoim przeznaczeniem oraz instrukcją dostarczoną przez pracodawcę.

2.1. Dyrektywa ramowa 89/391/EWG [2]
W dyrektywie tej zawarto precyzyjny i ważny postulat: poprawa bezpieczeństwa i higieny pracy wszystkich osób pracujących w Europie, ponadto nałożono na pracodawców obowiązek zapewnienia pracownikom odpowiednich warunków pracy. Aby zapewnić zgodność z Dyrektywą, pracodawcy mają obowiązek udowodnić, że zapewniają pracownikom odpowiednie do wykonywanych przez nich prac rękawice ochronne najwyższej jakości, które są zgodne z Dyrektywą i spełniają wszystkie obowiązujące normy bezpieczeństwa. Dyrektywa, o której tutaj mowa została doprecyzowana w kilku dyrektywach pochodnych, które przedstawiono poniżej.

2.2. Dyrektywa 89/656/EWG w sprawie wyposażenia ochronnego
Dyrektywa 89/656/EWG zwana jest również dyrektywą w sprawie „używania wyposażenia ochronnego", reguluje bezpośrednio używanie wyposażenia ochronnego [3].
Zgodnie z zapisami tej Dyrektywy pracodawca został zobowiązany do dostarczenia odpowiedniego wyposażenia ochronnego w odpowiednim rozmiarze zgodnego z normami UE oraz do przekazania odpowiednich instrukcji dotyczących użytkowania wyposażenia ochronnego. Pracownicy są zobowiązani do używania wyposażenia ochronnego wyłącznie do celów określonych przez producenta oraz w sposób zgodny z instrukcją użytkowania opracowaną przez niego. Ponadto pracodawca ma obowiązek zdefiniować wymagane właściwości rękawic mających zapewnić ochronę pracowników oraz zapewnić zgodność wszystkich rękawic używanych w miejscu pracy z dyrektywą w sprawie wyposażenia ochronnego.



W celu zachowania zgodności z przepisami pracodawcy muszą wybrać wyposażenie ochronne zgodnie z odpowiednimi uregulowaniami w sprawie wyposażenia ochronnego, obowiązującymi normami bezpieczeństwa. Rękawica powinna posiadać oznaczenie CE zgodne z piktogramem przedstawionym na Rys.1.

Rys.1. Piktogram CE [3]
Figure 1. CE mark [3]

Dyrektywa wyróżnia trzy kategorie ustalone na podstawie zdefiniowanego stopnia ryzyka.
***Kategoria I*** – Minimalizacja zagrożeń.
Ochrona tylko przed minimalnymi zagrożeniami (grupa niskiego ryzyka np. rękawice do prac z utrzymaniem czystości). Producenci rękawic mogą samodzielnie przeprowadzać testy i wydawać certyfikaty.

***Kategoria II*** – ochrona przed zagrożeniami pośrednimi. Zagrożenia inne niż wyszczególnione w kategoriach I i III. (standardowe rękawice robocze, charakteryzujące się dobrą odpornością na rozcięcie, przekłucie i ścieranie, muszą być poddane niezależnym testom jednostki notyfikowanej). Do wydania oznaczenia CE upoważnione są wyłącznie jednostki notyfikowane. Nie można sprzedawać ani użytkować rękawic bez odpowiedniego oznaczenia CE.
***Kategoria III*** – ochrona przed zagrożeniem nieodwracalną utratą zdrowia lub życia. Rękawice do ochrony podczas prac z grupy najwyższego ryzyka np. do prac chemicznych. Rękawice muszą być przetestowane i certyfikowane przez jednostki notyfikowane.

*2.3. Norma EN 420:2003 Wymogi ogólne dotyczące rękawic ochronnych [4]*
W normie tej zdefiniowano wymogi ogólne dotyczące kroju i konstrukcji rękawic, nieszkodliwości, wygody użytkowania, wydajności, oznakowania oraz zamieszczono informacje dotyczące wszystkich rękawic ochronnych.
Norma podaje definicję **rękawic** jako wyposażenia ochronnego zapewniającego ochronę dłoni lub dowolnej części dłoni przed zagrożeniami. Może dodatkowo chronić część przedramienia lub ramienia. Rękawice muszą zapewniać jak najwyższy poziom ochrony w możliwych do przewidzenia warunkach użytkowania.



Zgodnie z tą normą na każdej rękawicy powinny znajdować się następujące oznaczenia: nazwa producenta, oznaczenie modelu i rozmiaru, oznaczenie CE, odpowiednie piktogramy z poziomami wydajności oraz informacją o normie EN. Piktogram przedstawiony na Rys. 2 oznacza, że użytkownik powinien zapoznać się z instrukcją użytkowania.

Rys.2. Piktogram zapoznanie z instrukcją użytkowania [4].
Figure 2. Instructions for use pictogram [4].
Ważnym jest by oznaczenia pozostały czytelne przez cały okres użytkowania rękawic.

*2.4. Norma EN 388:2016 Rękawice zapewniające ochronę przed zagrożeniami mechanicznymi*
Norma ta odnosi się do wszelkiego rodzaju rękawic zapewniających ochronę przed zagrożeniami fizycznymi i mechanicznymi związanymi z otarciami, przecięciami, przekłuciami i rozdarciami [5].




Piktogramowi „zagrożenia mechaniczne" pokazanemu na Rys. 3 (Figure 3) towarzyszy 6 oznaczeń poziomu wydajności (a-f):
**a – odporność na ścieranie.** Wartość ustalona na podstawie liczby cykli niezbędnych do przetarcia testowanej rękawicy.
**b – odporność na przecięcie.** Wartość ustalona na podstawie liczby cykli niezbędnych do przecięcia próbki poprzez wykonywanie ruchów ze stałą szybkością.
**c – odporność na rozdarcie.** Wartość ustalona na podstawie siły niezbędnej do rozdarcia próbki.

Rys.3. Piktogram zagrożenia mechaniczne [5]
Figure 3. Mechanical risks pictogram [5]

**d – odporność na przekłucie.** Wartość ustalona na podstawie siły niezbędnej do przebicia próbki ostrzem o standaryzowanej wielkości.
**e – odporność na przecięcie wg normy ISO.** Wartość ustalona na podstawie siły niezbędnej do przecięcia próbki przy użyciu specjalnego urządzenia testującego (tomodynamometru) w określonych warunkach.

**f - Ochrona przed uderzeniami wg normy EN.** Wartość ustalona na podstawie zmierzonej energii i siły przenoszonej przy upuszczeniu na próbkę obciążenia.
Nowa edycja normy z 2016 roku wprowadza dodatkowy parametr: ochrona przed uderzeniami, stosowanym jeśli jest to zasadne z uwagi na funkcje ochronne.
Poziomy skuteczności dla: odporności na ścieranie, przecięcie, wytrzymałości na rozdzieranie, odporności na przekłucie z EN 388:2003, pozostały bez zmian. W normie z 2016 roku dopisano nową tabelę poziomów skuteczności odporności na przecięcie dla materiałów badanych wg EN ISO 13977 - odporność na przecięcie ostrymi przedmiotami, wymieniono 6 poziomów. Nie występuje również korelacja metod badawczych odporności na przecięcie EN 388 p. 6.2 oraz metody EN ISO 13977. Nowy dodatkowy parametr: ochrona przed uderzeniami ma być badany wg EN 13594:2015 Rękawice ochronne dla motocyklistów -- Wymagania i metody badań.
Ocenę poziomu wydajność rękawic wg EN 388:2016 przedstawia Tabela 1.
Tabela 1. Ocena poziomu wydajności rękawic wg EN 388:2016 [5]
Table 1. Evaluation of the performance level of the glove according to EN 388:2016 [5]

| | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---|---|---|---|---|---|
| **a - o**dporność na ścieranie (liczba cykli) | 100 | 500 | 2000 | 8000 | - |
| **b - o**dporność na przecięcie krawędzią tnącą (test/wskaźnik przecięcia) | 1,2 | 2,5 | 5,0 | 10,0 | 20,0 |
| **c -** odporność na rozdarcie (w niutonach) | 10 | 25 | 50 | 75 | - |
| **d - o**dporność na przekłucie (w niutonach) | 20 | 60 | 100 | 150 | - |

| | a | b | c | d | e | f |
|---|---|---|---|---|---|---|
| **e -** Odporność na przecięcie wg normy EN ISO 13977 (w niutonach) | 2 | 5 | 10 | 15 | 22 | 30 |
| **f** - Ochrona przed uderzeniami wg normy EN 13594:2015 | **WYNIK POZYTYWNY (P) lub WYNIK NEGATYWNY (brak oznaczenia)** | | | | | |

Wymienione powyżej poziomy wydajności muszą być wyraźnie podane obok piktogramu na rękawicach oraz na opakowaniu bezpośrednim zawierającym rękawice.

*2.5 Norma PN-EN 1149 Odzież stosowana w strefie zagrożenia wybuchem oraz Norma EN 16350 Właściwości rękawic ochronnych do użytku w strefach zagrożonych wybuchem (ATEX)*
W normach tych zawarto wytyczne dotyczące rękawic używanych przez pracowników wymagających ochrony w strefach zagrożonych wybuchem (ATEX) lub środowiskach, w których panuje zwiększone ryzyko wyładowań elektrostatycznych [6], [7]. Rękawice ochronne stosowane w górnictwie muszą spełniać zapisy przytoczonych tutaj norm. W normie EN 1149 znajdują się wymagania i metody testów dotyczących materiałów używanych podczas produkcji odzieży ochronnej (rękawic) o właściwościach rozpraszających w celu uniknięcia wyładowań elektrostatycznych. Piktogram opisujący spełnienie wymagań tej normy przedstawia Rys. 4/ Figure 4. Zgodnie z zapisami normy EN 420 zamieszczanie na rękawicach piktogramu dotyczącego właściwości antystatycznych nie jest wymagane.



Rys.4. Piktogram odzież stosowana w strefie zagrożenia wybuchem
Figure 4. Electrostatic properties pictogram

*2.6 Norma PN-EN 12477:2001 Rękawice zapewniające ochronę podczas spawania ręcznego oraz PN-EN 407:2004 Rękawice zapewniające ochronę przed wysokimi temperaturami i/lub ogniem [8, 9].*

Warto również zwrócić uwagę na spełnienie wymagań norm dla rękawic chroniących dłonie pracownika podczas spawania ręcznego oraz ochrony przez wysokimi temperaturami. Piktogram, który możemy znaleźć na rękawicach spełniających normę PN-EN 407:2004 przedstawia Rys. 5./Figure 5.

Piktogramowi „ochrona przed wysokimi temperaturami" (Rys. 5) (Figure 5) towarzyszą następujące oznaczenia poziomu wydajności (a-f):




a – reakcja na działanie ognia (czas płonięcia i żarzenia) (1-4)
b – kontakt z gorącymi przedmiotami (temp. kontaktu i temp. graniczna) (1-4)
c – odporność na ciepło konwekcyjne (współ. przenikania ciepła) (1-4)
d – odporność na ciepło promieniowania (współ. przenikania ciepła) (1-4)
e – odporność na drobne rozpryski stopionego metalu (1-4)
f – odporność na duże ilości stopionego metalu.

Rys.5. Piktogram ochrona przed wysokimi temperaturami [9]
Figure 5. The 'heat and flame' pictogram [9]

3. Katalog opisowo –rysunkowy środków ochrony indywidualnej i wyposażenia pracownika.

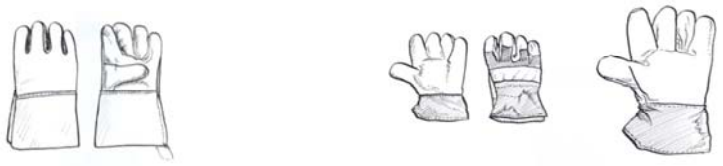



W Polskiej Grupie Górniczej zagadnienia związane z środkami ochrony indywidualnej, zostały sformalizowane poprzez opracowanie i wprowadzenie do stosowania katalogu opisowo-rysunkowego środków ochrony indywidualnej, będącego kontynuacją katalogu opracowanego w Kompanii Węglowej S.A., którego pierwsza edycja powstała w 2004r. Katalog ten jest przewodnikiem po wytycznych jakie powinny spełniać środki ochrony indywidualnej i wyposażenie pracownika.

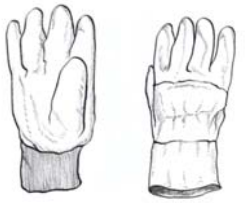
Katalog przeznaczony jest dla dostawców jak również dla służb kopalń zamawiających środki ochrony indywidualnej i wyposażenia pracownika w Polskiej Grupie Górniczej.

Rys. 6. Strona tytułowa Katalogu opisowo-rysunkowego w PGG.
Figure 6. Title page of the descriptive-drawing catalogue in PGG

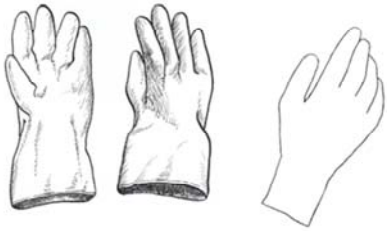
Nadzór nad zakresem rzeczowym katalogu oraz treścią opisów wyrobów sprawuje zespół powołany przez Zarząd Polskiej Grupy Górniczej. W skład tego zespołu wchodzą przedstawiciele Centrum Logistyki Materiałowej PGG, Biura BHP Centrali PGG oraz Działów BHP Kopalń. Stronę społeczną reprezentują Zakładowi Społeczni Inspektorzy pracy oraz przedstawiciele organizacji związkowych. W katalogu określono wymagania jakie powinny spełniać rękawice dostarczane pracownikom Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. Poniżej na rysunkach przedstawiono kilka wybranych poglądowych szkiców rękawic, które opisano w katalogu.



Rys. 7 Poglądowe rękawice ochronne spawalnicze pięciopalcowe, skórzane (po lewej), poglądowe rękawice pięciopalcowe, skórzano-tkaninowe (po prawej) [10].
Figure 7. Demonstrative five-finger, leather, protective welding gloves (on the left), demonstrative five-finger, leather-fabric protective gloves (on the right) [10]



Rys. 8 Poglądowe rękawice ochronne pięciopalcowe, powlekane z mankietem ściągaczowym (po lewej) Poglądowe rękawice ochronne pięciopalcowe, powlekane z mankietem sztywnym (po prawej) [10]
Figure 8. Demonstrative five-finger, coated protective gloves with a ribbing cuff (on the left) Demonstrative five-finger, coated protective gloves with a stiff cuff (on the right) [10]



Rys. 9 Poglądowe rękawice ochronne pięciopalcowe do ochrony przed zagrożeniami chemicznymi (po lewej), Poglądowe rękawice ochronne pięciopalcowe o zwiększonej manualności przeznaczone do prac elektrycznych (po prawej) [10]
Figure 9. Demonstrative five-finger pprotective gloves against chemical dangers (on the left), Demonstrative five-finger protective with higer fexibility for electrical works (on the right) [10]

W katalogu dla każdej rękawicy znajdziemy ponadto sprecyzowany opis wyrobu oraz jakie wymagania norm oraz przepisów powinny spełniać.

4. Doświadczenia KWK Piast-Ziemowit w doborze rękawic dla poszczególnych grup zawodowych pracowników.

W 2016 roku w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit wspólnie z firmą Prewenta przeprowadzono badania w zakresie możliwości wyposażenia pracowników w środki ochrony dłoni w zależności od stanowiska pracy. Przed przekazaniem rękawic do testów scharakteryzowano poszczególne grupy zawodowe, zidentyfikowano zagrożenia na stanowiskach pracy oraz sprecyzowano wymagania stawiane rękawicom zgodnie z obowiązującymi aktami prawnymi.

Wśród producentów jak również dystrybutorów rękawic ochronnych, dostępna jest bardzo szeroka oferta rękawic ochronnych, których wyściółkę wewnętrzną wykonano z różnych materiałów i włókien np. z bawełny, poliestru, nylonu czy Kevlaru natomiast zewnętrzną stronę ręka-

wicy powleczono np. nitrylem, pianką nitrylowa bądź to lateksem. Dotychczas wszyscy pracownicy kopalń otrzymywali tradycyjne rękawice skórzano-tkaninowe oraz jeden rodzaj rękawic powlekanych, nie rozróżniając na jakim stanowisku zatrudniony jest pracownik. W wyniku analizy stanu obecnego podjęto decyzję, że do testów wybrane zostaną rękawice powlekane.
W pierwszej fazie badań przekazano do testów 8 różnych typów rękawic powlekanych dla których wybrano następujące stanowiska:

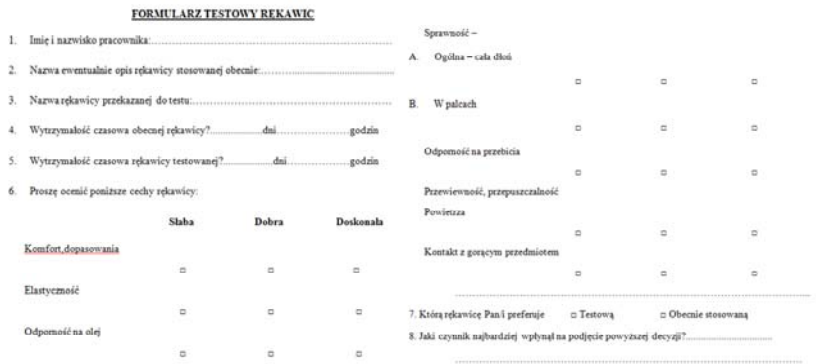
1) osoby dozoru ruchu oddz. mechanicznych – przekazano 2 typy rękawic,
2) górnik w oddziale wydobywczym – przekazano 2 typy rękawic,
3) elektromonter utrzymania ruchu w ścianach wydobywczych – przekazano 1 typ rękawic,
4) ślusarz utrzymania ruchu w ścianach wydobywczych – przekazano 1 typ rękawic,
5) ratownicy – przekazano 1 typ rękawic,
6) pracownicy oddziału lampowni – przekazano 1 typ rękawic.

W wyniku przeprowadzonych badań, rękawice które przekazano osobom dozoru ruchu oraz ratownikom górniczym nie spełniły ich oczekiwań i odrzucono je z dalszych badań.
W kolejnym etapie poszerzono próby ruchowe rękawic tj. przekazano większą ilości rękawic oraz przeprowadzono próby na innych stanowiskach pracy niż te, na których były testowane rękawice wcześniej. Tabela 2. Przedstawia rodzaje testowanych rękawic wraz z zaproponowanymi stanowiskami pracy.

Tabela 2. Rodzaje testowanych rękawic wraz z zaproponowanymi stanowiskami pracy.
Table 2. Types of gloves tested with the proposed workstations

| L.p. | Rodzaj rękawicy firmy Ansell | Zaproponowane stanowiska do prób ruchowych |
|---|---|---|
| 1. | Bi-Colour 87-900 | pracownicy oddz. lampowni |
| 2. | Hycron 27-905 | górnik w oddz. wydobywczym<br>ratownicy oddz. wentylacji |
| 3. | HyFlex 11-927 | ślusarz - utrzymanie ruchu |
| 4. | HyFlex 11-926 | osoba dozoru oddz. mechanicznego |
| 5. | HyFlex 11-727 | elektromonter - utrzymanie ruchu |

Wyniki przeprowadzonych badań zostały zapisane przez pracowników w specjalnie do tego celu opracowanym formularzu oceny testowanych rękawic (Rys. 9. Figure. 9). Pracownicy oceniali mi.in. komfort pracy w rękawicy, sprawność manualną itp.



FORMULARZ TESTOWY RĘKAWIC

1. Imię i nazwisko pracownika:.....
2. Nazwa ewentualnie opis rękawicy stosowanej obecnie:.....
3. Nazwa rękawicy przekazanej do testu:.....
4. Wytrzymałość czasowa obecnej rękawicy?.....dni.....godzin
5. Wytrzymałość czasowa rękawicy testowanej?.....dni.....godzin
6. Proszę ocenić poniższe cechy rękawicy:

| | Słaba | Dobra | Doskonała |
|---|---|---|---|
| Komfort,dopasowania | □ | □ | □ |
| Elastyczność | □ | □ | □ |
| Odporność na olej | □ | □ | □ |

Sprawność –

A. Ogólna – cała dłoń □ □ □

B. W palcach □ □ □

Odporność na przebicia □ □ □

Przewiewność, przepuszczalność Powietrza □ □ □

Kontakt z gorącym przedmiotem □ □ □

7. Którą rękawicę Pani preferuje □ Testową □ Obecnie stosowaną

8. Jaki czynnik najbardziej wpłynął na podjęcie powyższej decyzji?.....

Rys. 9 Formularz oceny testowanych rękawic [11]
Figure 9. Evaluation form of the tested gloves [11]

Pracownicy bardzo wysoko ocenili testowane rękawice, co potwierdza postawioną tezę, że możliwym jest pogodzenie wysokiego poziomu bezpieczeństwa i komfortu pracy. W oparciu o przeprowadzone badania w KWK Piast-Ziemowit podjęto na szczeblu Centrali Polskiej Grupy Górniczej działania celem wprowadzenia badanych rękawic do zapisów katalogu, a następnie do stosowania.

5. Wnioski i podsumowanie

Rękawice ochronne dostarczane pracownikom muszą spełniać szereg rygorystycznych przepisów i norm. Podstawą prawidłowego doboru rękawic powinny być ich właściwości ochronne. Informacje na temat materiałów, z których wykonane są rękawice mogą być istotne z punktu widzenia np. właściwości użytkowych, jednak nie powinny być podstawowym kryterium doboru rękawic do zagrożeń. Dobór ochron osobistych w tym również ochron dłoni powinien odbywać się na podstawie profesjonalnych audytów i rzetelnych testów z udziałem zainteresowanych pracowników. Przeprowadzone rozmowy z pracownikami testującymi rękawice ochronne potwierdzają, że właściwą procedurą wdrażania nowych rękawic jest ich wcześniejsze przekazanie pracownikom do testowania. Zainteresowanie pracowników przeprowadzaniem testów rękawic jest bardzo duże.




Rys. 10 Przykładowe rękawice powlekane testowane w KWK Piast-Ziemowit [12]
Figure 10. Exemplary coated gloves tested in KWK Piast-Ziemowit [12]

Analiza zaistniałych wypadków przy pracy jak również zdarzeń potencjalnie wypadkowych w KWK Piast-Ziemowit, pokazuje, że dochodziło do zdarzeń, które związane były z wyślizgnięciem się z rąk i upadkiem trzymanych przedmiotów podczas transportu ręcznego. Skuteczne uchwycenie przedmiotów ma bardzo duże znaczenie szczególnie w wilgotnym środowisku pracy jakie spotkać można w KWK Piast-Ziemowit. Przeprowadzone testy potwierdziły, jak bardzo ważny jest dobór chropowatości i materiału z jakiego wykonana jest chwytna część rękawicy. Przeprowadzone badania, pokazują, że rękawica, która sprawdziła się w jednej kopalni np. gdzie spotkamy środowisko wilgotne, wcale nie musi sprawdzić się na podobnym stanowisku pracy w kopalni gdzie spotkamy środowisko pracy suche. Ważnym jest w tym miejscu podkreślenie, że przy doborze rękawic ochronnych zakłady górnicze powinny być traktowane tak jak inne zakłady pracy, by można było stosować 5-6 różnych rodzajów rękawic ochronnych uzależnionych od stanowiska pracy.
Właściwie dobrane rękawice ochronne powlekane do konkretnego stanowiska pracy w danej kopalni znacznie poprawią ergonomię pracy pracowników, a także zwiększą bezpieczeństwo pracy.

LITERATURA

[1] Rozporządzenie ministra pracy i polityki socjalnej z dnia 26 września 1997r. w sprawie ogólnych przepisów bezpieczeństwa i higieny
[2] Dyrektywa ramowa 89/391/EWG w sprawie wprowadzenia środków w celu poprawy bezpieczeństwa i zdrowia pracowników w miejscu
[3] Dyrektywa 89/656/EWG w sprawie minimalnych wymagań w dziedzinie bezpieczeństwa i ochrony zdrowia pracowników korzystających w wyposażenie ochronnego
[4] Norma EN 420:2003 Rękawice ochronne - Wymagania ogólne i metody badań
[5] Norma EN 388:2016 Rękawice zapewniające ochronę przed zagrożeniami mechanicznymi
[6] Norma PN-EN 1149 Odzież ochronna – właściwości elektrostatyczne
[7] Norma EN 16350 Rękawice ochronne właściwości elektrostatyczne
[8] Norma PN-EN 12477:2001 Rękawice ochronne dla spawaczy
[9] PN-EN 407:2004 Rękawice chroniące przed zagrożeniami termicznymi
[10] Katalog opisowo-rysunkowy środków ochrony indywidualnej. Polska Grupa Górnicza.
[11] Formularz oceny testowanych rękawic. Materiały własne firmy Prewenta Mikołów.
[12] Materiały firmy Ansell (http://industrialcatalogue.ansell.eu/pl)

TYTUŁ I STRESZCZENIE ARTYKUŁU W JĘZYKU ANGIELSKIM

Topic: Working hands needs special protections – the appropriate choice of gloves for mine workers – problems and solutions.

The report presents the problems related to the proper selection of gloves for workers in mines worksites. The authors of the article bring up the issue of requirements toward the hand protection measures the an employer – Polska Grupa Górnicza sp. z o.o. – lays down. Moreover, the report explains the way the pictograms should be interpreted. The background of pictograms is explained in a clear and simple way. This report shows the analyses of the capability of KWK Piast-Ziemowit to provide workers the appropriate hand protection depending on the worksite.

**Centrala PGG**
Piotr Bojarski, Marek Maruszczyk
Kopalnie zespolone – ważny element restrukturyzacji górnictwa.
Streszczenie
Nabycie przez Polską Grupę Górniczą sp. z o.o. 11 kopalń i 4 zakładów specjalistycznych od Kompanii Węglowej S.A. stworzyło podwaliny dla kolejnego etapu restrukturyzacji strukturalnej górnictwa węgla kamiennego w Polsce. Firma rozpoczęła działalność związaną z wydobywaniem węgla kamiennego wraz z realizacją swojego najważniejszego przedsięwzięcia, założonego w biznes planie na 2016 rok. Było nim przygotowanie i wdrożenie projektu utworzenia w Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. z dniem 1 lipca 2016 r. trzech kopalń zespolonych: KWK ROW, KWK Ruda i KWK Piast-Ziemowit. Nadrzędny cel przyjętej ścieżki restrukturyzacji to utworzenie efektywnego i sprawnego organizacyjnie podmiotu gospodarczego. Zaprezentowana w materiale koncepcja uzyskania efektów wynikających z funkcjonowania kopalń zespolonych obejmuje aspekty kluczowe dla przyszłej działalności spółki. Funkcjonowanie Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. w modelu zintegrowanym gwarantuje warunki rozwoju kopalń, dodatnio wpływa na wzrost potencjału wytwórczego rodzimych źródeł energii i przyczynia się do utrzymania strategicznych zasobów energetycznych węgla kamiennego, które są gwarantem bezpieczeństwa energetycznego Polski.

# Zastosowanie górniczej chłodziarki azotu (GCA) jako dodatkowego elementu profilaktyki pożarowej w KWK Jankowice

Stanisław Konsek
Czesław Mazurek
Korneliusz Jendrzejek
Tomasz Piecha
*KWK Jankowice*

STRESZCZENIE: W artykule przedstawiono sposób schładzania azotu inertyzującego zroby ścian, w profilaktyce pożarowej stosowanej w KWK Jankowice. Zastosowanie górniczej chłodziarki azotu było podyktowane zwiększeniem skuteczności profilaktyki przeciwpożarowej. Doświadczenia w stosowaniu górniczej chłodziarki azotu pokazano na przykładzie ścian Z-1 w pokł. 501/3 i Z-2 w pokł. 417/1. Zastosowanie górniczej chłodziarki azotu w profilaktyce pożarowej pozwoliło na utrzymywanie procesów samozagrzewania węgla na niskim poziomie.

SŁOWA KLUCZOWE: Górnicza, chłodzenie, azot, profilaktyka, pożar

## I. WSTĘP

Wytwornice azotu dla celów profilaktyki ppoż. w KWK Jankowice stosowane są od roku 2010. Do tego czasu, jako gaz inertny, do powyższych celów stosowany był dwutlenek węgla. Zmiana strategii działań w ramach inertyzacji zrobów podyktowana była przede wszystkim dużo większą (deklarowaną przez producentów) wydajnością instalacji opartej o wytwornice azotu w stosunku do instalacji zgazowania ciekłego $CO_2$. W roku 2015, jako dodatkowy element profilaktyki pożarowej w KWK Jankowice zastosowano górniczą chłodziarkę azotu.

W artykule przedstawiono praktyczne doświadczenia w zastosowaniu górniczej chłodziarki azotu w wyrobiskach w których obserwowano podwyższony poziom zagrożenia pożarowego na przykładzie ścian Z-1 w pokł. 501/3 oraz Z-2 w pokł. 417/1.

## II. PARAMETRY TECHNICZNO-RUCHOWE GÓRNICZEJ CHŁODZIARKI AZOTU (GCA)

Górnicza chłodziarka azotu posiada następujące parametry techniczno-ruchowe [1]:

| | |
|---|---|
| Wymiary (dł. x szer. x wys.) [mm] | (2150x800x1000) |
| Masa [kg] | 720 |
| Przepływ min. [$m^3$/h] | 650 |
| Przepływ max. [$m^3$/h] | 1400 |
| Moc elektryczna [kW] | 7,5 |
| Napięcie zasilania [V] | 500 lub 1000 |
| Zużycie wody do schłodzenia skraplacza [$m^3$/h] | 0,3 do 0,35 |
| Obniżenie temperatury azotu | ok. 30° (do -1°C) |
| Czynnik chłodniczy | R134a |
| Ilość czynnika chłodniczego [kg] | ok. 15 |

Na poniższych zdjęciach przedstawiono sposób zabudowy Górniczej Chłodziarki Azotu w wyrobisku dołowym, wraz z jej poszczególnymi elementami.



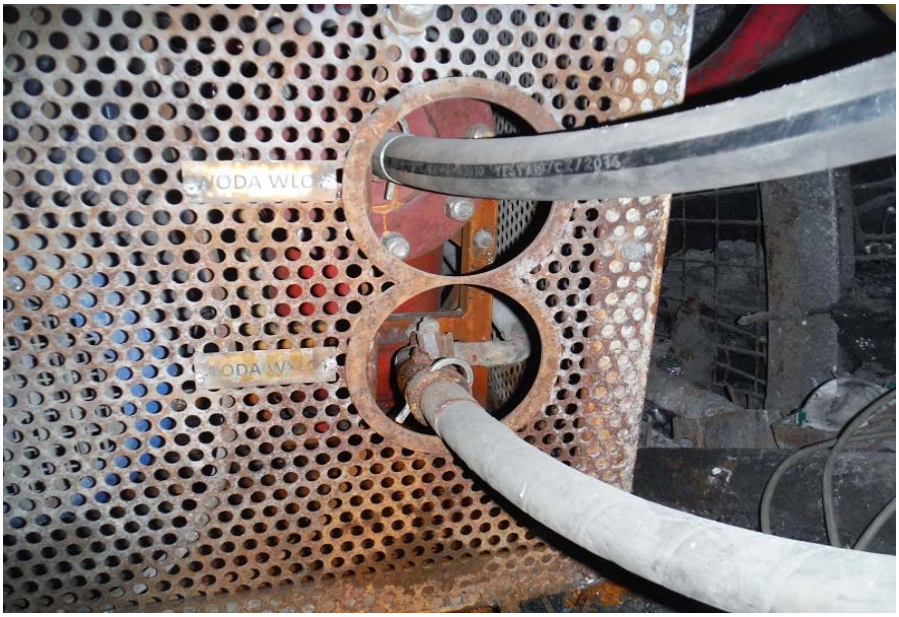

Rys. 1. Wyświetlacz z parametrami pracy chłodziarki

Na powyższym zdjęciu (rys. 1.) znajduje się wyświetlacz na którym można odczytać parametry pracy chłodziarki takie jak ciśnienie wejścia i wyjścia azotu oraz temperaturę azotu na wejściu i na wyjściu z chłodziarki.



Rys. 2. Górnicza chłodziarka azotu zabudowana w wyrobisku dołowym

Na powyższym zdjęciu (Rys. 2) znajduje się Górnicza Chłodziarka Azotu zabudowana w rejonie otamowanej ściany Z-2 w pokł. 417/1.




Rys. 3. Dopływ i odpływ wody z górniczej chłodziarki azotu

Na powyższym zdjęciu (Rys. 3) przedstawiono doływ i odpływ wody z Gróniczej Chłodziarki Azotu. GCA jest zasilana wodą bezpośrednio z podziemnych rurociągów ppoż. bez konieczności stosowania dodatkowych urządzeń.



Rys. 4. Doprowadzenie i odprowadzenie azotu do Górniczej Chłodziarki Azotu.

Na powyższym zdjęciu (Rys. 4) przedstawiono sposób doprowadzenia i odprowadzenia azotu do Górniczej Chłodziarki Azotu. Azot jest dostarczany na dół kopalni siecią rurociągów, a połączenie rurociągu podającego azot z GCA odbywało się za pomocą węży gumowych.

## III. ZASTOSOWANIE W PROFILAKTYCE PPOŻ. GÓRNICZEJ CHŁODZIARKI AZOTU NA PRZYKŁADZIE ŚCIANY Z-1 W PKŁ. 501/3

Ściana Z-1 w pokł. 501/3 prowadzona jest od granic jej pola i przewietrzana systemem na „U" wzdłuż calizny węglowej.

Zagrożenia naturalne występujące w pokładzie 501/3 w rejonie ściany Z-1:

- III kategoria zagrożenia metanowego,
- I stopień zagrożenia wodnego,
- klasa B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego,
- I stopień zagrożenia tąpaniami.

Bezpośrednio nad pokładem, w stropie bezpośrednim pokładu 501/3, zalega pokład 501/2 [2].

Parametry charakteryzujące wskaźniki zagrożenia pożarowego w rejonie ściany zostały pokazane w poniższej tabeli (Tab. 1).

Tab. 1. Parametry charakteryzujące samozapalność węgla w ścianie Z-1 w pokł. 501/3

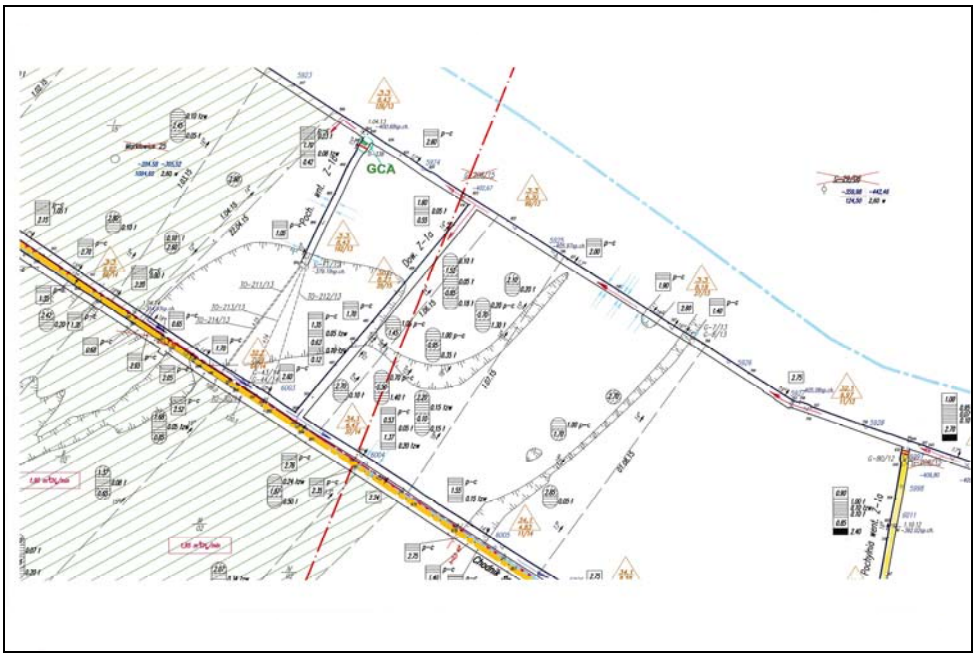
| | Pokład 501/3 | Pokład 501/2 |
|---|---|---|
| Wskaźnik samozapalności | **$Sz^a$ = 62–99°C/min** | **$Sz^a$ = 101°C/min** |
| Energia aktywacji | **A = 60–67 kJ/mol** | **A = 62 kJ/mol** |
| Okres inkubacji pożaru | **61–79 dni** | **61 dni** |
| Skłonność do samozapalenia | **I do III grupa samozapalności** | **IV grupa samozapalności** |

Rozruch ściany nastąpił w dniu 11.08.2014 r. Od początku września, zaobserwowano wzrost zagrożenia pożarowego. Wskaźnik Grahama we wrześniu i październiku 2014 stale utrzymywał się powyżej wartości 0,0025, a wskaźnik Vco i ΔCO zaczął wykazywać wzrosty powyżej 10,0 l/min. Tendencję tę można zauważyć na wykresie średnich wartości zagrożenia pożarowego w ścianie Z-1 w pokł. 501/3 (Rys.7). W związku ze wzrostem zagrożenia pożarowego oraz zaleganiem nad pokładem 501/3 pokładu 501/2 podjęto decyzję o podawaniu azotu do zrobów ściany Z-1. Parametry inertyzowania zrobów ściany Z-1 w pokł. 501/3 zostały przedstawione w tabeli nr 2 (Tab. 2), a szczegółowe dane dotyczące kształtowania się zagrożenia pożarowego w ścianie Z-1 w pokł. 501/3 pokazano w tabeli nr 3 (Tab. 3) oraz na wykresie kształtowania się wartości wskaźnika WP-6 w zrobach ściany Z-1 w pokł. 501/3. (Rys. 6).

Podawanie azotu do zrobów ściany Z-1 w pokł. 501/3 rozpoczęto w październiku 2014 r. i odbywało się z wykorzystaniem następujących urządzeń i rurociągów:

- powierzchniowych wytwornic azotu WA-700,
- trasy rurociągów śr. 150 mm i 100 mm z powierzchni do wyrobisk dołowych [4].

Ze względu na ścienienie pokładu 501/3, wykonana została dowierzchnia Z-1a w pokł. 501/3, a ze ściany Z-1 po dojechaniu do wycienienia pokładu dokonany został przerzut wyposażenia do wykonanej dowierzchni Z-1a. Wybudowę ściany Z-1 w pokł. 501/3 rozpoczęto w dniu 23.03.2015 r. i po przebudowie wyposażenia do nowej dowierzchni ponownie uruchomiono w dniu 25.05.2015 r. 18 lutego 2015 roku, przewidując możliwy wzrost zagrożenia pożarowego w okresie przerzutu wyposażenia ściany do dowierzchni Z-1a w pokł. 4501/3, w chodniku Z-1 w pokł. 501/3 zabudowano Górniczą Chłodziarkę Azotu, której zadaniem było chłodzenie azotu podawanego do zrobów ściany Z-1 w pokł. 501/3 od strony chodnika Z-1 (podścianowego) (Rys. 5).




Rys 5. Wycinek mapy rejonu ściany Z-1 w pokł. 501/3 w trakcie przerzutu wyposażenia

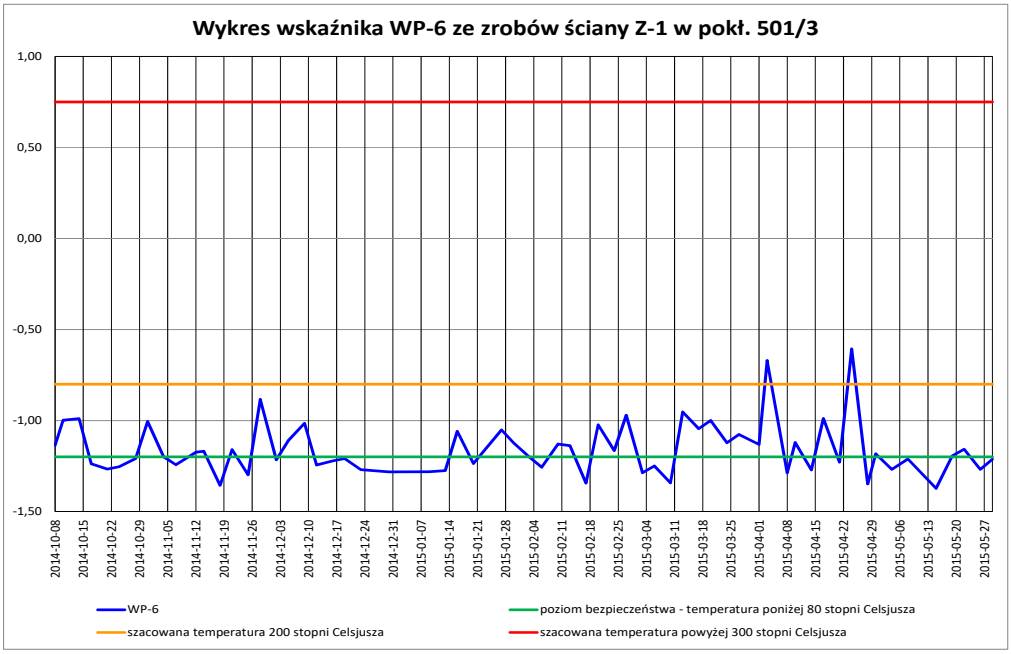
Tab. 2. Parametry inertyzowania zrobów ściany Z-1 w pokł. 501/3

| | Ilość wtłoczonego $N_2$ [$m^3$/m-c] | Średnia wydajność [$m^3$/h] | Śr. temp. azotu na wlocie do GCA [°C] | Śr. temp. azotu na wylocie z GCA [°C] | Śr. temp. azotu na wlocie do zrobów [°C] |
|---|---|---|---|---|---|
| Październik 2014 | 317400 | 426 | - | - | 26 |
| Listopad 2014 | 576000 | 800 | - | - | 26 |
| Grudzień 2014 | 623400 | 838 | - | - | 26 |
| Styczeń 2015 | 556600 | 748 | - | - | 26 |
| Luty 2015 | 777400 | 1157 | 26 | -2 | -1 |
| Marzec 2015 | 392501 | 528 | 26 | -2 | -1 |
| Kwiecień 2015 | 332372 | 461 | 25 | -1 | 0 |
| Maj 2015 | 56389 | 75 | 25 | -1 | 0 |

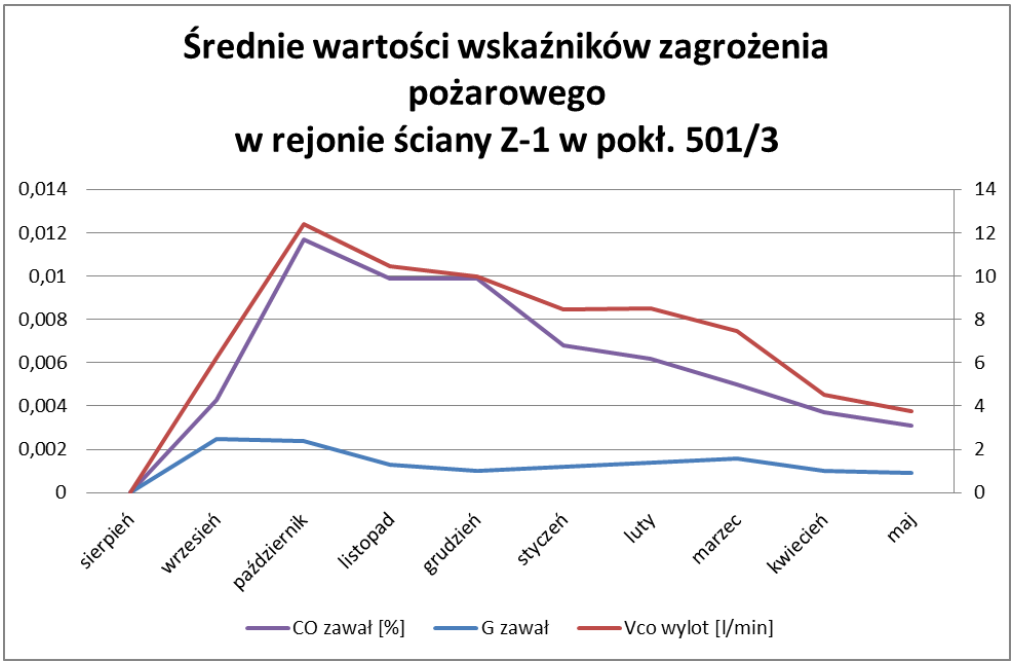
Tab. 3. Stan zagrożenia pożarowego w rejonie ściany Z-1 w pokł. 501/3

| Data rejestracji próbki | Etan ppm | Etylen ppm | Propan ppm | Propylen ppm | Acetylen ppm | CO ppm | Tlen % | Azot % | CO2 % | CH4 % | H2 ppm |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 2015-05-29 | 1,2 | 0,03 | 0,09 | 0,01 | 0,001 | 1 | 20,78 | 79,02 | 0,09 | 0,11 | 1,6 |
| 2015-05-26 | 8,1 | 0,01 | 0,95 | 0,01 | 0,001 | 5 | 19,88 | 79,34 | 0,4 | 0,38 | 1,9 |
| 2015-05-22 | 27,1 | 0,04 | 3,47 | 0,02 | 0,005 | 23 | 19,65 | 78,81 | 0,27 | 1,26 | 1,5 |
| 2015-05-19 | 59,1 | 0,05 | 7,39 | 0,06 | 0,006 | 42 | 17,87 | 78,78 | 0,65 | 2,69 | 2,5 |
| 2015-05-15 | 412,7 | 0,18 | 52,73 | 0,14 | 0,001 | 93 | 5,12 | 69,81 | 2,89 | 22,12 | 6,9 |
| 2015-05-08 | 333 | 0,2 | 40,1 | 0,06 | 0,001 | 87 | 6,46 | 73,44 | 2,28 | 17,77 | 7 |
| 2015-05-04 | 329,9 | 0,22 | 39,51 | 0,09 | 0,001 | 110 | 5,54 | 74,33 | 2,1 | 17,98 | 8,3 |
| 2015-04-30 | 40,1 | 0,09 | 4,02 | 0,04 | 0,003 | 38 | 16,43 | 80,87 | 0,41 | 2,28 | 4,2 |
| 2015-04-28 | 213,7 | 0,1 | 26,56 | 0,07 | 0,001 | 34 | 12,07 | 73,72 | 1,19 | 12,99 | 5,3 |
| 2015-04-24 | 62,2 | 0,08 | 7,19 | 0,04 | 0,016 | 37 | 16,34 | 79,78 | 0,46 | 3,41 | 3,5 |
| 2015-04-21 | 82,6 | 0,06 | 9,93 | 0,04 | 0,003 | 35 | 16,39 | 78,48 | 0,51 | 4,61 | 3,5 |
| 2015-04-17 | 70,9 | 0,08 | 8,16 | 0,02 | 0,004 | 53 | 14,76 | 80,44 | 0,6 | 4,19 | 4,2 |
| 2015-04-14 | 60,2 | 0,06 | 6,85 | 0,05 | 0,003 | 29 | 16,5 | 79,88 | 0,43 | 3,18 | 3,3 |
| 2015-04-10 | 25,1 | 0,05 | 2,27 | 0,05 | 0,007 | 25 | 18,71 | 79,65 | 0,2 | 1,43 | 2,6 |
| 2015-04-08 | 20,9 | 0,03 | 2,4 | 0,03 | 0,002 | 10 | 19,37 | 79,53 | 0,17 | 0,93 | 2,5 |
| 2015-04-03 | 32,2 | 0,03 | 3,73 | 0,01 | 0,006 | 54 | 19,5 | 78,73 | 0,19 | 1,57 | 2,7 |
| 2015-04-01 | 163,6 | 0,11 | 19,29 | 0,05 | 0,004 | 69 | 13,6 | 75,2 | 0,87 | 10,32 | 5,3 |
| 2015-03-27 | 97,3 | 0,09 | 11,32 | 0,06 | 0,007 | 65 | 16,69 | 77,2 | 0,57 | 5,52 | 4,2 |
| 2015-03-24 | 95,5 | 0,09 | 10,77 | 0,03 | 0,003 | 65 | 16,46 | 77,53 | 0,45 | 5,54 | 4,2 |
| 2015-03-20 | 70,8 | 0,09 | 7,94 | 0,05 | 0,007 | 56 | 17,71 | 77,26 | 0,37 | 4,65 | 4,6 |
| 2015-03-17 | 31,7 | 0,05 | 3,47 | 0,01 | 0,003 | 34 | 19,02 | 79,1 | 0,23 | 1,65 | 2,1 |
| 2015-03-13 | 65,2 | 0,1 | 7,23 | 0,05 | 0,008 | 55 | 17,31 | 78,71 | 0,36 | 3,61 | 4,7 |
| 2015-03-10 | 56,5 | 0,04 | 6,39 | 0,06 | 0,001 | 51 | 18,01 | 78,67 | 0,3 | 3,01 | 3,1 |
| 2015-03-06 | 40,5 | 0,07 | 4,16 | 0,06 | 0,004 | 45 | 18,58 | 78,87 | 0,22 | 2,32 | 3,4 |
| 2015-03-03 | 46,4 | 0,03 | 5,27 | 0,03 | 0,002 | 28 | 18,29 | 78,96 | 0,24 | 2,5 | 2,5 |
| 2015-02-27 | 19,2 | 0,08 | 1,97 | 0,05 | 0,01 | 20 | 19,84 | 79,15 | 0,13 | 0,88 | 3,3 |
| 2015-02-24 | 31,9 | 0,06 | 3,41 | 0,02 | 0,003 | 18 | 19,5 | 78,76 | 0,13 | 1,6 | 2 |
| 2015-02-20 | 95,5 | 0,1 | 9,64 | 0,05 | 0,006 | 78 | 17,01 | 77,91 | 0,28 | 4,8 | 5,2 |
| 2015-02-17 | 72,8 | 0,04 | 8,16 | 0,05 | 0,001 | 55 | 15,29 | 81,32 | 0,21 | 3,17 | 3,8 |
| 2015-02-13 | 63,2 | 0,09 | 6,89 | 0,04 | 0,004 | 55 | 15,45 | 81,9 | 0,21 | 2,43 | 4,1 |
| 2015-02-10 | 169,5 | 0,08 | 24,33 | 0,02 | 0,006 | 40 | 16,95 | 77,99 | 0,23 | 4,81 | 1,1 |
| 2015-02-06 | 61,3 | 0,15 | 6,1 | 0,06 | 0,001 | 86 | 15,75 | 81,45 | 0,3 | 2,48 | 6,8 |
| 2015-02-03 | 29,9 | 0,04 | 3,12 | 0,02 | 0,002 | 36 | 18,97 | 79,83 | 0,18 | 1,01 | 2,9 |
| 2015-01-30 | 298,3 | 0,09 | 35,73 | 0,04 | 0,002 | 57 | 11,78 | 75,29 | 0,92 | 11,97 | 8,8 |
| 2015-01-27 | 101,3 | 0,11 | 14,31 | 0,06 | 0,007 | 80 | 15,11 | 80,76 | 0,37 | 3,75 | 4,8 |
| 2015-01-20 | 246,3 | 0,09 | 36,63 | 0,07 | 0,002 | 72 | 13,68 | 76,17 | 0,79 | 9,32 | 8,7 |
| 2015-01-16 | 118,5 | 0,1 | 20,3 | 0,06 | 0,005 | 73 | 15,69 | 79,38 | 0,38 | 4,53 | 6,4 |
| 2015-01-13 | 84 | 0,13 | 15,81 | 0,07 | 0,002 | 84 | 16,32 | 79,81 | 0,43 | 3,42 | 5,6 |
| 2015-01-09 | 87,5 | 0,1 | 15,9 | 0,06 | 0,002 | 65 | 17,06 | 79,51 | 0,34 | 3,07 | 5 |
| 2014-12-30 | 142 | 0,14 | 27,5 | 0,08 | 0,002 | 63 | 13,31 | 81,34 | 0,42 | 4,91 | 6,3 |
| 2014-12-23 | 119 | 0,11 | 20 | 0,07 | 0,002 | 62 | 11,87 | 83,57 | 0,38 | 4,16 | 6,8 |
| 2014-12-19 | 781,2 | 0,25 | 168,81 | 0,08 | 0,001 | 108 | 3,16 | 71,15 | 0,93 | 24,65 | 12,4 |
| 2014-12-16 | 106 | 0,12 | 19,88 | 0,06 | 0,003 | 70 | 13,68 | 81,92 | 0,36 | 4,03 | 5 |
| 2014-12-12 | 551,5 | 0,25 | 113,51 | 0,1 | 0,001 | 85 | 3,24 | 69,95 | 0,99 | 25,74 | 14,5 |
| 2014-12-09 | 208,9 | 0,2 | 34,57 | 0,06 | 0,005 | 80 | 9,27 | 74,91 | 0,67 | 15,12 | 8,7 |
| 2014-12-05 | 159 | 0,22 | 22,7 | 1,67 | 0,002 | 129 | 10,17 | 82,25 | 0,62 | 6,95 | 10,1 |
| 2014-12-02 | 67,8 | 0,08 | 9,29 | 0,05 | 0,003 | 66 | 15,63 | 81,8 | 0,28 | 2,28 | 4,7 |
| 2014-11-28 | 43,4 | 0,08 | 6,08 | 0,04 | 0,009 | 35 | 18,06 | 79,55 | 0,24 | 2,14 | 3,9 |
| 2014-11-25 | 116 | 0,17 | 17,26 | 0,11 | 0,002 | 147 | 12,27 | 82,01 | 0,59 | 5,11 | 8,2 |
| 2014-11-21 | 170,2 | 0,17 | 22,38 | 0,07 | 0,003 | 139 | 11,62 | 78,59 | 0,53 | 9,25 | 8,3 |
| 2014-11-18 | 84,8 | 0,09 | 14,51 | 0,12 | 0,001 | 97 | 13 | 82,66 | 0,48 | 3,85 | 6,4 |
| 2014-11-14 | 154,1 | 0,17 | 17,88 | 0,06 | 0,003 | 100 | 11,39 | 77,18 | 0,64 | 10,76 | 6,1 |
| 2014-11-12 | 83,7 | 0,06 | 11,9 | 0,04 | 0,003 | 81 | 14,15 | 80,82 | 0,36 | 4,65 | 4,6 |
| 2014-11-07 | 109,7 | 0,21 | 17,03 | 0,11 | 0,003 | 98 | 8,35 | 82,4 | 0,7 | 8,54 | 8 |
| 2014-11-04 | 81,8 | 0,13 | 10,36 | 0,06 | 0,003 | 72 | 14,69 | 78,13 | 0,29 | 6,87 | 5,7 |
| 2014-10-31 | 180,1 | 0,13 | 18,88 | 0,05 | 0,005 | 80 | 11,79 | 74,6 | 0,4 | 13,18 | 7,1 |
| 2014-10-28 | 77,3 | 0,12 | 11,65 | 0,09 | 0,004 | 94 | 11,07 | 81,14 | 0,42 | 7,36 | 6,5 |
| 2014-10-24 | 75,1 | 0,15 | 12,32 | 0,08 | 0,002 | 105 | 12,85 | 80,52 | 0,44 | 6,17 | 8 |
| 2014-10-21 | 54,3 | 0,15 | 8,64 | 0,09 | 0,003 | 124 | 16,22 | 78,93 | 0,35 | 4,49 | 5,8 |
| 2014-10-17 | 79,7 | 0,21 | 11,97 | 0,08 | 0,001 | 184 | 13,64 | 77,81 | 0,48 | 8,05 | 11,5 |
| 2014-10-14 | 29,4 | 0,1 | 4,85 | 0,04 | 0,005 | 98 | 17,9 | 79,73 | 0,25 | 2,11 | 5,9 |
| 2014-10-10 | 37,3 | 0,1 | 5,64 | 0,04 | 0,006 | 109 | 17,57 | 78,47 | 0,21 | 3,73 | 4,8 |
| 2014-10-08 | 35,5 | 0,1 | 5,52 | 0,08 | 0,005 | 94 | 17,71 | 78,85 | 0,23 | 3,2 | 6,1 |

| Data rejestracji próbki | WP-1 | WP-2 | WP-3 | WP-6 | Graham | (C2H4+C3H6)/CO2 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 2015-05-29 | 0,63 | 0,03 | 40,00 | -1,21 | 0,0006 | 0,4 |
| 2015-05-26 | 2,63 | 0,01 | 20,00 | -1,27 | 0,0004 | 0,1 |
| 2015-05-22 | 15,33 | 0,04 | 12,00 | -1,16 | 0,0019 | 0,2 |
| 2015-05-19 | 16,80 | 0,04 | 18,33 | -1,19 | 0,0014 | 0,2 |
| 2015-05-15 | 13,48 | 0,05 | 320,00 | -1,37 | 0,0007 | 0,1 |
| 2015-05-08 | 12,43 | 0,04 | 260,00 | -1,21 | 0,0007 | 0,1 |
| 2015-05-04 | 13,25 | 0,04 | 310,00 | -1,27 | 0,0008 | 0,1 |
| 2015-04-30 | 9,05 | 0,03 | 43,33 | -1,18 | 0,0008 | 0,3 |
| 2015-04-28 | 6,42 | 0,03 | 170,00 | -1,35 | 0,0005 | 0,1 |
| 2015-04-24 | 10,57 | 0,03 | 7,50 | -0,61 | 0,0008 | 0,3 |
| 2015-04-21 | 10,00 | 0,03 | 33,33 | -1,23 | 0,0008 | 0,2 |
| 2015-04-17 | 12,62 | 0,02 | 25,00 | -0,99 | 0,0008 | 0,2 |
| 2015-04-14 | 8,79 | 0,03 | 36,67 | -1,27 | 0,0006 | 0,3 |
| 2015-04-10 | 9,62 | 0,04 | 14,29 | -1,12 | 0,0010 | 0,5 |
| 2015-04-08 | 4,00 | 0,02 | 30,00 | -1,29 | 0,0006 | 0,4 |
| 2015-04-03 | 20,00 | 0,01 | 6,67 | -0,67 | 0,0040 | 0,2 |
| 2015-04-01 | 13,02 | 0,03 | 40,00 | -1,13 | 0,0011 | 0,2 |
| 2015-03-27 | 15,48 | 0,04 | 21,43 | -1,08 | 0,0017 | 0,3 |
| 2015-03-24 | 15,48 | 0,03 | 40,00 | -1,12 | 0,0016 | 0,3 |
| 2015-03-20 | 12,17 | 0,03 | 20,00 | -1,00 | 0,0020 | 0,4 |
| 2015-03-17 | 16,19 | 0,03 | 20,00 | -1,05 | 0,0018 | 0,3 |
| 2015-03-13 | 11,70 | 0,03 | 18,75 | -0,95 | 0,0016 | 0,4 |
| 2015-03-10 | 16,45 | 0,03 | 100,00 | -1,34 | 0,0018 | 0,3 |
| 2015-03-06 | 13,24 | 0,04 | 32,50 | -1,25 | 0,0019 | 0,6 |
| 2015-03-03 | 11,20 | 0,02 | 30,00 | -1,29 | 0,0011 | 0,3 |
| 2015-02-27 | 6,06 | 0,04 | 13,00 | -0,97 | 0,0018 | 1,0 |
| 2015-02-24 | 9,00 | 0,04 | 26,67 | -1,16 | 0,0013 | 0,6 |
| 2015-02-20 | 15,00 | 0,03 | 25,00 | -1,02 | 0,0021 | 0,5 |
| 2015-02-17 | 14,47 | 0,02 | 90,00 | -1,34 | 0,0009 | 0,4 |
| 2015-02-13 | 13,41 | 0,03 | 32,50 | -1,14 | 0,0009 | 0,6 |
| 2015-02-10 | 36,36 | 0,09 | 16,67 | -1,13 | 0,0011 | 0,4 |
| 2015-02-06 | 12,65 | 0,03 | 210,00 | -1,26 | 0,0015 | 0,7 |
| 2015-02-03 | 12,41 | 0,02 | 30,00 | -1,20 | 0,0016 | 0,3 |
| 2015-01-30 | 6,48 | 0,01 | 65,00 | -1,12 | 0,0007 | 0,1 |
| 2015-01-27 | 16,67 | 0,04 | 24,29 | -1,05 | 0,0013 | 0,5 |
| 2015-01-20 | 8,28 | 0,02 | 80,00 | -1,24 | 0,0011 | 0,2 |
| 2015-01-16 | 11,41 | 0,03 | 32,00 | -1,06 | 0,0014 | 0,4 |
| 2015-01-13 | 15,00 | 0,04 | 100,00 | -1,28 | 0,0017 | 0,5 |
| 2015-01-09 | 13,00 | 0,03 | 80,00 | -1,28 | 0,0016 | 0,5 |
| 2014-12-30 | 10,00 | 0,03 | 110,00 | -1,28 | 0,0008 | 0,5 |
| 2014-12-23 | 9,12 | 0,03 | 90,00 | -1,27 | 0,0006 | 0,5 |
| 2014-12-19 | 8,71 | 0,03 | 330,00 | -1,21 | 0,0007 | 0,4 |
| 2014-12-16 | 14,00 | 0,04 | 60,00 | -1,22 | 0,0009 | 0,5 |
| 2014-12-12 | 5,86 | 0,02 | 350,00 | -1,24 | 0,0006 | 0,4 |
| 2014-12-09 | 9,20 | 0,03 | 52,00 | -1,02 | 0,0008 | 0,4 |
| 2014-12-05 | 12,77 | 0,19 | 945,00 | -1,11 | 0,0011 | 3,0 |
| 2014-12-02 | 14,04 | 0,03 | 43,33 | -1,22 | 0,0011 | 0,5 |
| 2014-11-28 | 8,97 | 0,03 | 13,33 | -0,88 | 0,0012 | 0,5 |
| 2014-11-25 | 17,93 | 0,03 | 140,00 | -1,30 | 0,0016 | 0,5 |
| 2014-11-21 | 16,75 | 0,03 | 80,00 | -1,16 | 0,0015 | 0,5 |
| 2014-11-18 | 15,16 | 0,03 | 210,00 | -1,36 | 0,0011 | 0,4 |
| 2014-11-14 | 16,39 | 0,04 | 76,67 | -1,17 | 0,0011 | 0,4 |
| 2014-11-12 | 17,61 | 0,02 | 33,33 | -1,17 | 0,0011 | 0,3 |
| 2014-11-07 | 12,25 | 0,04 | 106,67 | -1,24 | 0,0007 | 0,5 |
| 2014-11-04 | 12,63 | 0,03 | 63,33 | -1,20 | 0,0012 | 0,7 |
| 2014-10-31 | 11,27 | 0,03 | 36,00 | -1,01 | 0,0010 | 0,5 |
| 2014-10-28 | 14,46 | 0,03 | 52,50 | -1,21 | 0,0009 | 0,5 |
| 2014-10-24 | 13,13 | 0,03 | 115,00 | -1,25 | 0,0012 | 0,5 |
| 2014-10-21 | 21,38 | 0,04 | 80,00 | -1,27 | 0,0026 | 0,7 |
| 2014-10-17 | 16,00 | 0,03 | 290,00 | -1,24 | 0,0026 | 0,6 |
| 2014-10-14 | 16,61 | 0,02 | 28,00 | -0,99 | 0,0030 | 0,6 |
| 2014-10-10 | 22,71 | 0,03 | 23,33 | -1,00 | 0,0034 | 0,7 |
| 2014-10-08 | 15,41 | 0,03 | 36,00 | -1,14 | 0,0030 | 0,8 |




Rys. 6. Wykres wskaźnika WP-6 ze zrobów ściany Z-1 w pokł. 501/3




Rys. 7. Średnie wartości wskaźników zagrożenia pożarowego w ścianie Z-1 w pokł. 501/3

## IV. ZASTOSOWANIE W PROFILAKTYCE PPOŻ GÓRNICZEJ CHŁODZIARKI AZOTU NA PRZYKŁADZIE ŚCIANY Z-2 W PKŁ. 417/1

Ściana Z-2 w pokł. 417/1 prowadzona była od granic jej pola i przewietrzana systemem na „U" wzdłuż calizny węglowej. Zagrożenia naturalne występujące w pokładzie 417/1 w rejonie ściany Z-2:

- III kategoria zagrożenia metanowego,
- I i II stopień zagrożenia wodnego,
- klasa B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego,
- niezagrożony tąpaniami.

Parametry charakteryzujące samozapalność węgla były następujące:

- wskaźnik samozapalności: **$Sz^a$ = 64–85°C/min.**,
- energia aktywacji: **A = 57–63 kJ/mol**.,
- okres inkubacji pożaru: **67 dni,**
- skłonność do samozapalenia: **II–III grupa samozapalności** [3].

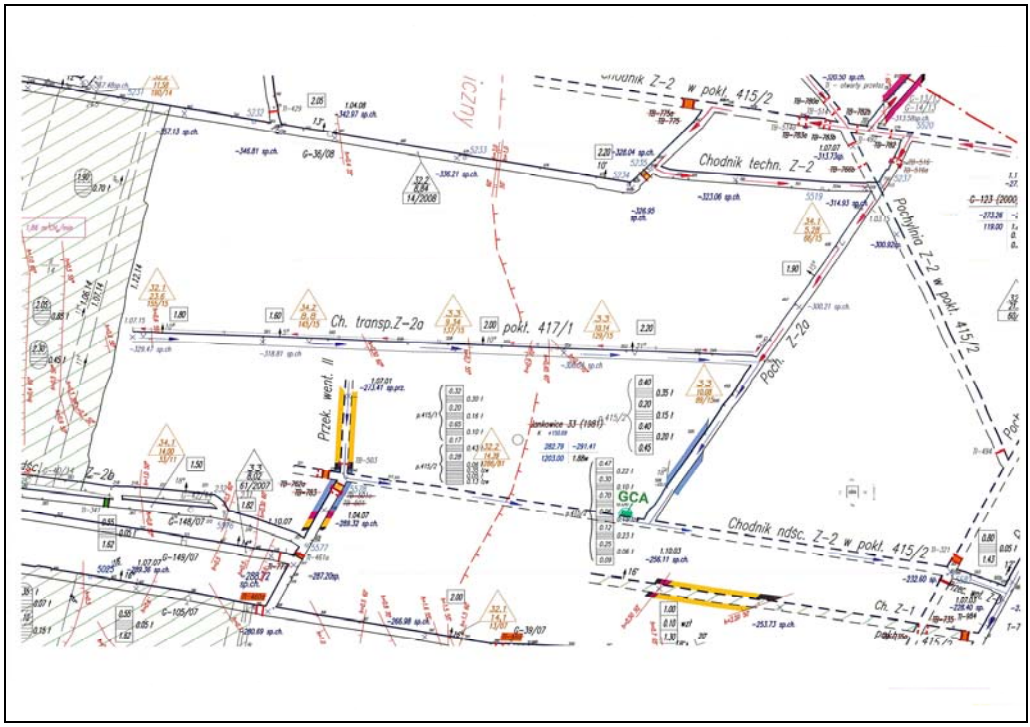
Ściana Z-2 w pokł. 417/1 w drugiej połowie 2014 roku była w końcowym etapie eksploatacji. Z uwagi na trudne warunki stropowe od czerwca 2014 uzyskiwała znacznie mniejszy postęp niż pierwotnie zakładano. Opady stropu i konieczność wykonywania kolejnych obcinek wpłynęły na podjęcie decyzji o likwidacji tej ściany, którą rozpoczęto w dniu 17.08.2014r. Trudne warunki stropowe uniemożliwiające wykonanie klasycznego siatkowania stropu oraz wymogi bezpieczeństwa dla pracującej załogi spowodowały, że obcinka ściany Z-2 w pokł. 417/1 przygotowująca ją do wybudowy wykonywana była za pomocą kombajnu chodnikowego. Dla wybudowy sekcji obcinka została zaplanowana w dwóch etapach. Do dnia 20.11. 2014 roku wykonana została obcinka 115 sekcji obudowy zmechanizowanej. Do końca pierwszego etapu obcinki pozostało 36 sekcji. Po wykonaniu pierwszego etapu obcinki ściany Z-2 w pokł. 417/1 zaistniała konieczność wykroczenia sekcjami obudowy zmechanizowanej oraz wykonanie obcinki ostatecznej na długości całej ściany.

Od 14.11.2014 r. wzrosły wartości tlenku węgla w analizowanych próbach z zawału. Wartości wskaźnika WP-6 uległy podwyższeniu. Dodatkowo w dniu 19.11.2014 r. pojawił się podwyższony poziom acetylenu. Wskaźniki pożarowe WP-1, WP-2, WP-3 oraz WP-6 wskazywały na średni stan zagrożenia pożarowego. Na swoim doraźnym posiedzeniu, Zespół ds. Zagrożenia pożarowego stwierdził, że w rejonie ściany Z-2 w pokł. 417/1 występuje stan podwyższonego poziomu zagrożenia pożarowego, jednak w kontekście planowanej obcinki ściany Z-2 prowadzonej w trudnych warunkach górniczo-geologicznych, bez możliwości zlikwidowania wyposażenia ściany Z-2 w krótkim okresie czasu zagrożenie to może ulec dalszemu pogorszeniu. Mając na uwadze trudne warunki górniczo – geologiczne i brak możliwości zwiększenia postępu przy pracach związanych z przygotowywaniem ściany Z-2 w pokł. 417/1 do likwidacji, Zespół zaproponował czasowe otamowanie ściany po wytransportowaniu istotnych maszyn i urządzeń elektrycznych. Ściana Z-2 w pokł. 417/1 została otamowana w dniu 28.11.2014 r. po wybudowaniu z rejonu istotnych maszyn i urządzeń. Rejon został odizolowany korkami przeciwwybuchowymi z zabudowanymi przepustami tamowymi przeciwwybuchowymi. Zgodnie z ustaleniami Kopalnianego Zespołu ds. zagrożenia pożarowego, utrzymywano inertyzowanie zrobów ściany po jej otamowaniu z wykorzystaniem następujących urządzeń i rurociągów:

- powierzchniowych wytwornic azotu WA-700,
- trasy rurociągów śr. 150mm i 100mm z powierzchni do wyrobisk dołowych [5].

Parametry inertyzowania zrobów ściany Z-2 w pokł. 417/1 po jej otamowaniu pokazano w tabeli nr 4 (Tab. 4).

Dla umożliwienia szybkiej likwidacji wyposażenia znajdującego się w czasowo otamowanej ścianie Z-2 w pokł. 417/1 został wydrążony chodnik transportowy Z-2 w pokł. 417/1. Obecnie chodnik ten został zatrzymany 8m od zbicia do ściany Z-2. Po zbiciu podzieli on ścianę Z-2 na 2 części i umożliwi jej szybką likwidację. W lipcu 2015 roku mając na celu zwiększenie skuteczności inertyzowania rejonu otamowanej ściany Z-2 w pokł. 417/1 w chodniku nadścianowym Z-2 w pokł. 415/2 zabudowano Górniczą Chłodziarkę Azotu (Rys. 8). Szczegółowe dane dotyczące kształtowania się zagrożenia pożarowego w rejonie otamowanej ściany Z-2 w pokł. 417/1 pokazano w tabelach nr 5 i 6 (Tab. 5, Tab. 6) oraz na wykresach kształtowania się wartości wskaźnika WP-6 zza tam izolacyjnych, izolujących rejon ściany Z-2 w pokł. 417/1 (Rys. 9, Rys.10).




Rys. 8. Wycinek mapy rejonu ściany Z-2 w pokł. 417/1

Tab. 4. Parametry inertyzowania zrobów ściany Z-2 w pokł. 417/1 po jej otamowaniu

| | Ilość wtłoczonego $N_2$ [$m^3$/m-c] | Średnia wydajność [$m^3$/h] | Śr. temp. azotu na wlocie do GCA [°C] | Śr. temp. azotu na wylocie z GCA [°C] | Śr. temp. azotu przy wlocie za tamę [°C] |
|---|---|---|---|---|---|
| Grudzień 2014 | 808500 | 1087 | - | - | 26 |
| Styczeń 2015 | 770200 | 1035 | - | - | 26 |
| Luty 2015 | 377800 | 562 | - | - | 26 |
| Marzec 2015 | 757415 | 1018 | - | - | 26 |
| Kwiecień 2015 | 784939 | 1090 | - | - | 26 |
| Maj 2015 | 859403 | 1155 | - | - | 26 |
| Czerwiec 2015 | 607427 | 843 | - | - | 26 |
| Lipiec 2015 | 397641 | 534 | 25 | -1 | 0 |
| Sierpień 2015 | 702495 | 944 | 25 | -2 | -1 |

Tab. 5. Wartości mieszaniny gazowej z rejonu ściany Z-2 w pokł. 417/1 (po jej otamowaniu) oznaczanej w laboratorium GIG

| Data rejestracji próbki | Miejsce pobrania prób | Etan ppm | Etylen ppm | Propan ppm | Propylen ppm | Acetylen ppm | CO ppm | Tlen % | Azot % | CO2 % | CH4 % | H2 ppm |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 2015-08-28 | TI-352 | 8,3 | 0,05 | 4,33 | 0,06 | 0,001 | 1 | 1,83 | 97,59 | 0,47 | 0,11 | 2,1 |
| 2015-08-28 | TI-351 | 0,2 | **0,11** | 0,1 | 0,06 | 0,001 | 1 | 1,8 | 98,14 | 0,05 | 0 | **15,8** |
| 2015-08-19 | TI-352 | 13,8 | 0,06 | 6,33 | **0,22** | 0,001 | 1 | 2,25 | 97,1 | 0,37 | 0,28 | 1,2 |
| 2015-08-19 | TI-351 | 0,2 | 0,07 | 0,08 | 0,06 | 0,001 | 1 | 1,25 | 98,7 | 0,05 | 0 | **14,5** |
| 2015-08-11 | TI-351 | 1,1 | 0,05 | 2,36 | 0,05 | 0,001 | 1 | 5,91 | 94,04 | 0,05 | 0 | 5,7 |
| 2015-08-11 | TI-352 | 33,8 | **0,11** | 18,11 | **0,16** | 0,002 | 1 | 13,34 | 84,8 | 1,29 | 0,57 | 1,8 |
| 2015-08-04 | TI-352 | 38,8 | **0,12** | 18,99 | **0,22** | 0,001 | 1 | 11,63 | 86,25 | 1,39 | 0,72 | 3,2 |
| 2015-08-04 | TI-351 | 1 | 0,04 | 2,16 | 0,05 | 0,001 | 1 | 11,88 | 88,07 | 0,05 | 0 | 6,4 |
| 2015-07-28 | TI-352 | 19,4 | **0,12** | 9,35 | **0,34** | 0,001 | 1 | 5,3 | 93,56 | 0,75 | 0,39 | 4,1 |
| 2015-07-21 | TI-352 | 24,9 | 0,03 | 10,83 | 0,08 | 0,001 | 1 | 5,79 | 92,48 | 1,03 | 0,7 | **11,9** |
| 2015-07-21 | TI-351 | 0,9 | **0,31** | 0,73 | **0,32** | 0,001 | 1 | 1,16 | 98,79 | 0,05 | 0 | 2,5 |
| 2015-07-14 | TI-351 | 0,7 | **0,21** | 0,61 | **0,22** | 0,001 | 3 | 0,88 | 99,07 | 0,05 | 0 | 2,1 |
| 2015-07-14 | TI-352 | 22,9 | **0,15** | 11,11 | **0,23** | 0,002 | 1 | 1,62 | 97,39 | 0,39 | 0,6 | 7,7 |
| 2015-07-07 | TI-352 | 5,9 | **0,17** | 3,54 | **0,22** | 0,004 | 1 | 0,73 | 98,8 | 0,32 | 0,15 | **36** |
| 2015-07-07 | TI-351 | 0,4 | 0,01 | 0,33 | **0,12** | 0,001 | 1 | 0,71 | 99,24 | 0,05 | 0 | 3 |
| 2015-06-30 | TI-351 | 0,1 | 0,01 | 0,14 | 0,02 | 0,001 | 1 | 2,85 | 97,1 | 0,05 | 0 | 1,9 |
| 2015-06-30 | TI-352 | 5,9 | **0,17** | 3,54 | **0,22** | 0,004 | 1 | 0,73 | 98,8 | 0,32 | 0,15 | **36** |
| 2015-06-23 | TI-351 | 0,6 | 0,01 | 1,93 | 0,03 | 0,001 | 1 | 5,94 | 93,96 | 0,05 | 0,05 | 2,9 |
| 2015-06-23 | TI-352 | 5,9 | **0,17** | 3,54 | **0,22** | 0,004 | 1 | 0,73 | 98,8 | 0,32 | 0,15 | **36** |
| 2015-06-16 | TI-352 | 10,3 | 0,04 | 5,37 | **0,17** | 0,001 | 1 | 2,2 | 97,42 | 0,11 | 0,26 | **118** |

| | | | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 2015-06-09 | TI-351 | 7,4 | 0,07 | 1,83 | **0,25** | 0,001 | 1 | 1,67 | 98,22 | 0,05 | 0,06 | **16,2** |
| 2015-06-09 | TI-352 | 4,8 | 0,06 | 2,86 | **0,17** | 0,002 | 1 | 1,59 | 98,19 | 0,09 | 0,11 | **148** |
| 2015-06-02 | TI-352 | 9 | 0,02 | 5 | 0,04 | 0,001 | 1 | 1,03 | 98,41 | 0,31 | 0,25 | 6,7 |
| 2015-06-02 | TI-351 | 7,7 | 0,03 | 1,56 | **0,11** | 0,001 | 1 | 0,8 | 98,89 | 0,12 | 0,19 | **24,5** |
| 2015-05-26 | TI-351 | 3,2 | 0,02 | 1,12 | 0,04 | 0,001 | 1 | 3,07 | 96,77 | 0,08 | 0,08 | **17,9** |
| 2015-05-26 | TI-352 | 5,5 | 0,02 | 3,55 | 0,07 | 0,001 | 1 | 2,39 | 97,27 | 0,24 | 0,1 | 5,3 |
| 2015-05-19 | TI-351 | 6,8 | 0,03 | 1,85 | **0,11** | 0,001 | 1 | 0,65 | 99,12 | 0,07 | 0,16 | **33,3** |
| 2015-05-19 | TI-352 | 6,2 | 0,02 | 3,7 | 0,02 | 0,001 | 1 | 0,96 | 98,68 | 0,25 | 0,11 | 9,8 |
| 2015-05-12 | TI-352 | 3,1 | 0,01 | 2,59 | 0,02 | 0,001 | 1 | 2,72 | 97,01 | 0,27 | 0 | 0,5 |
| 2015-05-05 | TI-351 | 2,7 | 0,03 | 1,33 | **0,12** | 0,001 | 1 | 1,07 | 98,83 | 0,05 | 0,05 | **27,1** |
| 2015-04-28 | TI-351 | 9,5 | 0,05 | 1,95 | 0,09 | 0,001 | 1 | 1,26 | 98,37 | 0,05 | 0,31 | **58,2** |
| 2015-04-28 | TI-352 | 8,6 | 0,02 | 4,65 | 0,03 | 0,001 | 1 | 1,46 | 98,25 | 0,18 | 0,11 | 4,8 |
| 2015-04-21 | TI-351 | 8,7 | 0,05 | 1,99 | **0,19** | 0,001 | 1 | 1,39 | 98,26 | 0,05 | 0,29 | **70,5** |
| 2015-04-21 | TI-352 | 7,4 | 0,02 | 4,94 | 0,03 | 0,001 | 1 | 1,35 | 98,22 | 0,32 | 0,11 | 6,6 |
| 2015-04-14 | TI-352 | 4,1 | 0,02 | 2,93 | 0,05 | 0,001 | 1 | 2,23 | 97,4 | 0,32 | 0,05 | 8,9 |
| 2015-04-14 | TI-351 | 6,9 | 0,04 | 2,12 | **0,16** | 0,001 | 1 | 0,9 | 98,9 | 0,05 | 0,14 | **41,6** |
| 2015-04-07 | TI-352 | 4,3 | 0,02 | 3,05 | 0,04 | 0,001 | 1 | 1,64 | 97,93 | 0,35 | 0,08 | 8,6 |
| 2015-05-07 | TI-351 | 4,7 | 0,03 | 2,19 | **0,17** | 0,001 | 1 | 1,57 | 98,3 | 0,05 | 0,08 | **24,4** |
| 2015-03-31 | TI-351 | 0,6 | 0,05 | 1,94 | **0,2** | 0,001 | 1 | 5,07 | 94,88 | 0,05 | 0 | 4,6 |
| 2015-03-31 | TI-352 | 6,1 | 0,03 | 3,73 | 0,04 | 0,002 | 1 | 1,43 | 98,13 | 0,33 | 0,11 | 9,8 |
| 2015-03-27 | TI-351 | 0,4 | 0,02 | 2,67 | **0,18** | 0,001 | 1 | 1,98 | 97,97 | 0,05 | 0 | 4,4 |
| 2015-03-27 | TI-352 | 28,7 | 0,02 | 12,08 | 0,07 | 0,001 | 1 | 1,14 | 97,41 | 0,79 | 0,66 | 1,8 |
| 2015-03-20 | TI-352 | 13,1 | 0,04 | 6,71 | 0,04 | 0,001 | 1 | 1,87 | 97,45 | 0,4 | 0,28 | 6,9 |
| 2015-03-13 | TI-352 | 10,4 | 0,01 | 4,66 | 0,08 | 0,001 | 1 | 1,96 | 97,59 | 0,35 | 0,1 | 7,9 |
| 2015-03-13 | TI-351 | 1,6 | **0,19** | 0,98 | **0,3** | 0,001 | 1 | 2,45 | 97,5 | 0,05 | 0 | 1 |
| 2015-03-06 | TI-352 | 4,1 | 0,04 | 2,7 | 0,09 | 0,001 | 1 | 2,74 | 96,76 | 0,45 | 0,05 | 0,5 |
| 2015-03-06 | TI-351 | 1 | 0,02 | 0,22 | 0,1 | 0,002 | 2 | 20,68 | 79,26 | 0,06 | 0 | **22,7** |
| 2015-02-27 | TI-351 | 0,8 | **0,12** | 0,22 | **0,19** | 0,003 | 1 | 17,38 | 82,57 | 0,05 | 0 | 2 |
| 2015-02-24 | TI-351 | 0,4 | 0,01 | 0,1 | 0,03 | 0,002 | 1 | 20,77 | 79,18 | 0,05 | 0 | 3,9 |
| 2015-02-24 | TI-352 | 65,9 | 0,07 | 22,65 | 0,1 | 0,002 | 3 | 7,7 | 89,67 | 1,45 | 1,17 | **39,4** |
| 2015-02-17 | TI-351 | 0,5 | **0,14** | 0,17 | **0,28** | 0,002 | 1 | 16,3 | 83,65 | 0,05 | 0 | 5,6 |
| 2015-02-17 | TI-352 | 12,9 | 0,02 | 6,72 | 0,07 | 0,001 | 1 | 7,32 | 91,47 | 0,86 | 0,35 | 0,5 |
| 2015-02-10 | TI-351 | 1,1 | **0,4** | 0,31 | **0,27** | 0,003 | 1 | 11,41 | 88,29 | 0,05 | 0,25 | 6,9 |
| 2015-02-10 | TI-352 | 12,4 | 0,02 | 7,15 | 0,04 | 0,001 | 1 | 8,88 | 90,06 | 0,83 | 0,23 | 0,5 |
| 2015-02-03 | TI-352 | 110,8 | 0,06 | 36,62 | 0,07 | 0,002 | 14 | 3,57 | 92,36 | 1,41 | 2,64 | **40,8** |
| 2015-02-03 | TI-351 | 0,1 | 0,01 | 0,02 | 0,01 | 0,001 | 1 | 20,78 | 79,17 | 0,05 | 0 | 3,3 |
| 2015-01-27 | TI-351 | 0,2 | 0,01 | 0,07 | 0,01 | 0,002 | 1 | 20,78 | 79,17 | 0,05 | 0 | 5,2 |

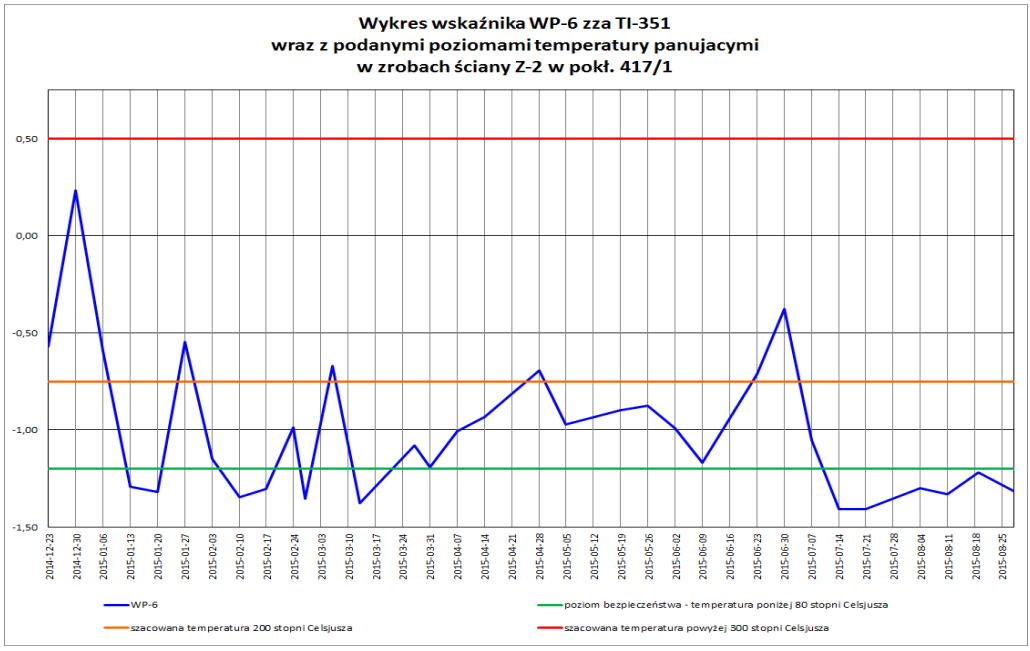
| | | | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 2015-01-27 | TI-352 | 4,9 | 0,03 | 2,11 | 0,07 | 0,003 | 2 | 4,22 | 95,2 | 0,48 | 0,1 | **27,5** |
| 2015-01-20 | TI-352 | 8,9 | 0,07 | 3,33 | **0,12** | 0,007 | 4 | 3,33 | 95,66 | 0,56 | 0,44 | **52,5** |
| 2015-01-20 | TI-351 | 0,8 | 0,09 | 0,18 | 0,1 | 0,001 | 1 | 4,87 | 95,08 | 0,05 | 0 | **11,8** |
| 2015-01-13 | TI-351 | 0,7 | **0,11** | 0,45 | **0,27** | 0,001 | 1 | 11,07 | 88,88 | 0,05 | 0 | 3,7 |
| 2015-01-13 | TI-352 | 29,9 | 0,04 | 11,95 | 0,07 | 0,001 | 3 | 4,27 | 94,4 | 0,82 | 0,5 | **17** |
| 2015-01-06 | TI-352 | 6,4 | 0,06 | 2,34 | 0,06 | 0,003 | 5 | 3,22 | 96,23 | 0,47 | 0,07 | **54** |
| 2015-01-06 | TI-351 | 0,1 | 0,01 | 0,01 | 0,01 | 0,002 | 1 | 15,84 | 83,93 | 0,05 | 0,18 | 4,9 |
| 2014-12-30 | TI-352 | 10,2 | 0,08 | 3,74 | **0,11** | **0,027** | 8 | 2,65 | 95,92 | 1,18 | 0,24 | **44,1** |
| 2014-12-30 | TI-351 | 0,2 | 0,01 | 0,03 | 0,01 | 0,002 | 2 | 20,66 | 79,14 | 0,15 | 0,05 | **13,6** |
| 2014-12-23 | TI-351 | 3,4 | 0,02 | 2,29 | 0,02 | 0,002 | 3 | 13,33 | 86,15 | 0,52 | 0 | **10,1** |
| 2014-12-23 | TI-352 | 14,3 | 0,03 | 5,02 | 0,02 | 0,005 | 4 | 5,98 | 92,85 | 0,76 | 0,41 | 8,3 |

Tab. 6. Wartości wskaźników GIG z rejonu ściany Z-2 w pokł. 417/1 (po otamowaniu rejonu ściany Z-2) oznaczanych na podstawie analiz w laboratorium GIG

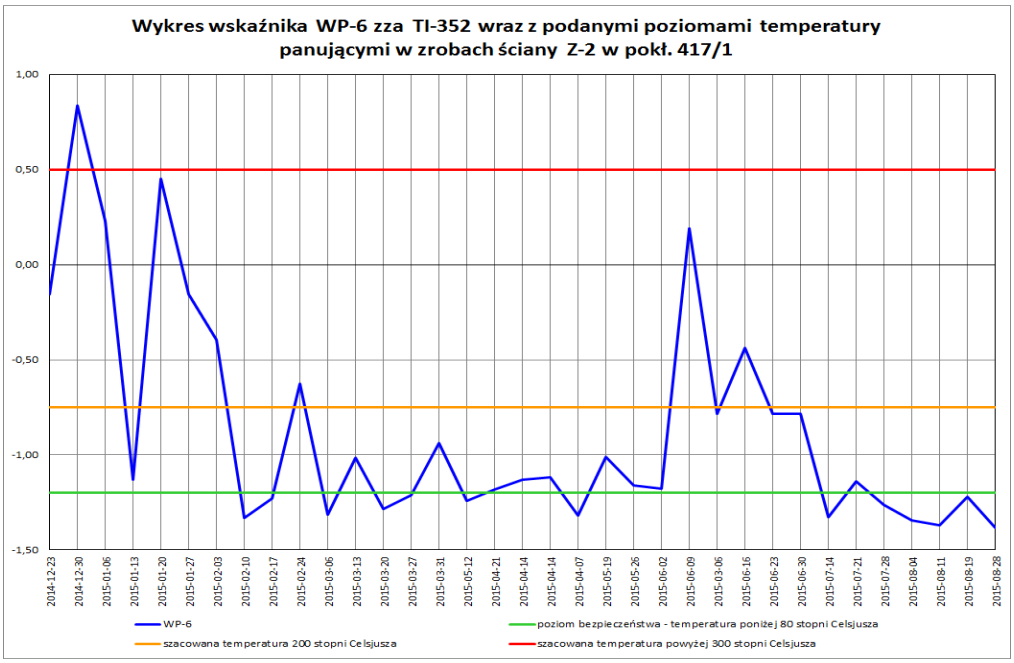
| Data rejestracji próbki | Miejsce pobrania prób | WP-1 | WP-2 | WP-3 | WP-6 | Graham | (C2H4+C3H6)/CO2 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 2015-08-28 | TI-352 | 0,48 | 0,05 | 110,00 | -1,38 | 0,0000 | 0,2 |
| 2015-08-28 | TI-351 | 0,06 | 0,01 | 170,00 | -1,22 | 0,0000 | 3,4 |
| 2015-08-19 | TI-352 | 0,83 | 0,23 | 280,00 | -1,22 | 0,0000 | 0,8 |
| 2015-08-19 | TI-351 | 0,07 | 0,01 | 130,00 | -1,24 | 0,0000 | 2,6 |
| 2015-08-11 | TI-351 | 0,18 | 0,02 | 100,00 | -1,33 | 0,0000 | 2,0 |
| 2015-08-11 | TI-352 | 0,56 | 0,15 | 135,00 | -1,37 | 0,0000 | 0,2 |
| 2015-08-04 | TI-352 | 0,31 | 0,11 | 340,00 | -1,34 | 0,0000 | 0,2 |
| 2015-08-04 | TI-351 | 0,16 | 0,01 | 90,00 | -1,30 | 0,0000 | 1,8 |
| 2015-07-28 | TI-352 | 0,24 | 0,11 | 460,00 | -1,26 | 0,0000 | 0,6 |
| 2015-07-21 | TI-352 | 0,08 | 0,01 | 110,00 | -1,14 | 0,0000 | 0,1 |
| 2015-07-21 | TI-351 | 0,40 | 0,25 | 630,00 | -1,41 | 0,0000 | 12,6 |
| 2015-07-14 | TI-351 | 1,43 | 0,20 | 430,00 | -1,41 | 0,0000 | 8,6 |
| 2015-07-14 | TI-352 | 0,13 | 0,05 | 190,00 | -1,33 | 0,0000 | 1,0 |
| 2015-07-07 | TI-352 | 0,03 | 0,01 | 97,50 | -0,79 | 0,0000 | 1,2 |
| 2015-07-07 | TI-351 | 0,33 | 0,04 | 130,00 | -1,05 | 0,0000 | 2,6 |
| 2015-06-30 | TI-351 | 0,53 | 0,02 | 30,00 | -1,25 | 0,0000 | 0,6 |
| 2015-06-30 | TI-352 | 0,03 | 0,01 | 97,50 | -0,79 | 0,0000 | 1,2 |
| 2015-06-23 | TI-351 | 0,34 | 0,01 | 40,00 | -1,17 | 0,0000 | 0,8 |
| 2015-06-23 | TI-352 | 0,03 | 0,01 | 97,50 | -0,79 | 0,0000 | 1,2 |
| 2015-06-16 | TI-352 | 0,01 | 0,00 | 210,00 | -0,44 | 0,0000 | 1,9 |
| 2015-06-09 | TI-351 | 0,06 | 0,02 | 320,00 | -1,17 | 0,0000 | 6,4 |

| | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 2015-06-09 | TI-352 | 0,01 | 0,00 | 115,00 | 0,19 | 0,0000 | 2,6 |
| 2015-06-02 | TI-352 | 0,15 | 0,01 | 60,00 | -1,18 | 0,0000 | 0,2 |
| 2015-06-02 | TI-351 | 0,04 | 0,01 | 140,00 | -0,99 | 0,0000 | 1,2 |
| 2015-05-26 | TI-351 | 0,06 | 0,00 | 60,00 | -0,87 | 0,0000 | 0,8 |
| 2015-05-26 | TI-352 | 0,19 | 0,02 | 90,00 | -1,16 | 0,0000 | 0,4 |
| 2015-05-19 | TI-351 | 0,03 | 0,00 | 140,00 | -0,90 | 0,0000 | 2,0 |
| 2015-05-19 | TI-352 | 0,10 | 0,00 | 40,00 | -1,01 | 0,0000 | 0,2 |
| 2015-05-12 | TI-352 | 2,00 | 0,06 | 30,00 | -1,32 | 0,0000 | 0,1 |
| 2015-05-05 | TI-351 | 0,04 | 0,01 | 150,00 | -0,97 | 0,0000 | 3,0 |
| 2015-04-28 | TI-351 | 0,02 | 0,00 | 140,00 | -0,69 | 0,0000 | 2,8 |
| 2015-04-28 | TI-352 | 0,21 | 0,01 | 50,00 | -1,24 | 0,0000 | 0,3 |
| 2015-04-21 | TI-351 | 0,01 | 0,00 | 240,00 | -0,81 | 0,0000 | 4,8 |
| 2015-04-21 | TI-352 | 0,15 | 0,01 | 50,00 | -1,18 | 0,0000 | 0,2 |
| 2015-04-14 | TI-352 | 0,11 | 0,01 | 70,00 | -1,12 | 0,0000 | 0,2 |
| 2015-04-14 | TI-351 | 0,02 | 0,00 | 200,00 | -0,93 | 0,0000 | 4,0 |
| 2015-04-07 | TI-352 | 0,12 | 0,01 | 60,00 | -1,13 | 0,0000 | 0,2 |
| 2015-05-07 | TI-351 | 0,04 | 0,01 | 200,00 | -1,01 | 0,0000 | 4,0 |
| 2015-03-31 | TI-351 | 0,22 | 0,05 | 250,00 | -1,19 | 0,0000 | 5,0 |
| 2015-03-31 | TI-352 | 0,10 | 0,01 | 35,00 | -0,94 | 0,0000 | 0,2 |
| 2015-03-27 | TI-351 | 0,23 | 0,05 | 200,00 | -1,08 | 0,0000 | 4,0 |
| 2015-03-27 | TI-352 | 0,56 | 0,05 | 90,00 | -1,21 | 0,0000 | 0,1 |
| 2015-03-20 | TI-352 | 0,14 | 0,01 | 80,00 | -1,28 | 0,0000 | 0,2 |
| 2015-03-13 | TI-352 | 0,13 | 0,01 | 90,00 | -1,01 | 0,0000 | 0,3 |
| 2015-03-13 | TI-351 | 1,00 | 0,49 | 490,00 | -1,38 | 0,0000 | 9,8 |
| 2015-03-06 | TI-352 | 2,00 | 0,26 | 130,00 | -1,31 | 0,0000 | 0,3 |
| 2015-03-06 | TI-351 | 0,09 | 0,01 | 60,00 | -0,67 | 0,0006 | 2,0 |
| 2015-02-27 | TI-351 | 0,50 | 0,16 | 103,33 | -1,35 | 0,0000 | 6,2 |
| 2015-02-24 | TI-351 | 0,26 | 0,01 | 20,00 | -0,99 | 0,0005 | 0,8 |
| 2015-02-24 | TI-352 | 0,08 | 0,00 | 85,00 | -0,63 | 0,0000 | 0,1 |
| 2015-02-17 | TI-351 | 0,18 | 0,08 | 210,00 | -1,31 | 0,0000 | 8,4 |
| 2015-02-17 | TI-352 | 2,00 | 0,18 | 90,00 | -1,23 | 0,0000 | 0,1 |
| 2015-02-10 | TI-351 | 0,14 | 0,10 | 223,33 | -1,34 | 0,0000 | 13,4 |
| 2015-02-10 | TI-352 | 2,00 | 0,12 | 60,00 | -1,33 | 0,0000 | 0,1 |
| 2015-02-03 | TI-352 | 0,34 | 0,00 | 65,00 | -0,39 | 0,0001 | 0,1 |
| 2015-02-03 | TI-351 | 0,30 | 0,01 | 20,00 | -1,15 | 0,0005 | 0,4 |
| 2015-01-27 | TI-351 | 0,19 | 0,00 | 10,00 | -0,55 | 0,0005 | 0,4 |
| 2015-01-27 | TI-352 | 0,07 | 0,00 | 33,33 | -0,16 | 0,0000 | 0,2 |

| | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 2015-01-20 | TI-352 | 0,08 | 0,00 | 27,14 | 0,45 | 0,0000 | 0,3 |
| 2015-01-20 | TI-351 | 0,08 | 0,02 | 190,00 | -1,32 | 0,0000 | 3,8 |
| 2015-01-13 | TI-351 | 0,27 | 0,10 | 380,00 | -1,29 | 0,0000 | 7,6 |
| 2015-01-13 | TI-352 | 0,18 | 0,01 | 110,00 | -1,13 | 0,0000 | 0,1 |
| 2015-01-06 | TI-352 | 0,09 | 0,00 | 40,00 | 0,23 | 0,0000 | 0,3 |
| 2015-01-06 | TI-351 | 0,20 | 0,00 | 10,00 | -0,59 | 0,0000 | 0,4 |
| 2014-12-30 | TI-352 | 0,18 | 0,00 | 7,04 | 0,83 | 0,0000 | 0,2 |
| 2014-12-30 | TI-351 | 0,15 | 0,00 | 10,00 | 0,23 | 0,0006 | 0,1 |
| 2014-12-23 | TI-351 | 0,30 | 0,00 | 20,00 | -0,57 | 0,0000 | 0,1 |
| 2014-12-23 | TI-352 | 0,48 | 0,01 | 10,00 | -0,15 | 0,0000 | 0,1 |




Rys. 9. Wartości wskaźnika WP-6 w rejonie otamowanej ściany Z-2
w pokł. 417/1 (TI-351 – chodnik podścianowy)




Rys. 10. Wartości wskaźnika WP-6 w rejonie otamowanej ściany Z-2 w pokł. 417/1 (TI-352 – chodnik nadścianowy)

## WNIOSKI

1. Zastosowanie azotu podawanego z wytwornic WA-700 do zrobów ściany Z-1w pokł. 501/3 pozwoliło na powstrzymanie procesów samozagrzewania węgla w trakcie eksploatacji ściany oraz w okresie likwidacji i przerzutu jej wyposażenia.
2. Zastosowanie azotu podawanego z wytwornic WA-700 do zrobów czasowo otamowanej ściany Z-2 w pokł. 417/1 pozwala na utrzymywanie zagrożenia pożarowego węgla po jej otamowaniu na niskim poziomie.
3. W obu przypadkach (w trakcie likwidacji i przerzutu wyposażenia w przypadku ściany Z-1 w pokł. 501/3 oraz przygotowania do otwarcia rejonu czasowo otamowanej ściany Z-2 w pokł. 417/1) zastosowano górniczą chłodziarkę azotu dla obniżenia temperatury dozowanego azotu.
4. Obniżenie temperatury dozowanego azotu pozwoliło na skuteczniejszą profilaktykę pożarową w newralgicznych okresach profilaktyki.
5. W obydwu przypadkach górnicza chłodziarka azotu zabudowana była w bezpośrednim sąsiedztwie inertyzowanych zrobów.
6. Podawanie schłodzonego azotu można stosować zarówno od strony chodnika podścianowego (ściana Z-1 w pokł. 501/3) jak i nadścianowego (ściana Z-2 w pokł. 417/1)
7. Temperatura schłodzonego azotu nie przekraczała 0°C nawet w przypadku podawania azotu za pomocą dwóch wytwornic.
8. W przypadku konieczności zabudowy chłodziarki azotu w większej odległości od inertyzowanych zrobów, utrzymanie niskiej temperatury będzie możliwe dzięki zastosowaniu rurociągów preizolowanych.

# Application of Mining Cooler of Nitrogen as Additional Element of Fire Prevention in KWK S.A. Jankowice Coal Mine

The paper presents a method of cooling nitrogen for the inertisation of gobs for fire prevention at KWK Jankowice. Application of mining cooler of nitrogen increases the efficiency of fire prevention. The practical application of the cooler is shown on the example of coal seams 501/3 and 417/1. Application of mining cooler of nitrogen allowed to maintain the coal self-heating process at a low level.

LITERATURA

[1] Dokumentacja techniczna Górniczej Chłodziarki Azotu.
[2] Projekt techniczny eksploatacji pokładu 501/3 ścianą Z-1 KW S.A. Oddział KWK Jankowice.
[3] Projekt techniczny eksploatacji pokładu 417/1 ścianą Z-2 KW S.A .Oddział KWK Jankowice.
[4] Dokumentacja wykorzystania gazów inertnych w ramach profilaktyki pożarowej w ścianie Z-1 w pokł. 501/3.
[5] Dokumentacja wykorzystania gazów inertnych w ramach profilaktyki pożarowej w czasowo otamowanej ścianie Z-2 w pokł. 417/1.

# Nowoczesne rozwiązania w zwalczaniu zagrożenia wybuchem pyłu węglowego – pneumatyczny dozownik pyłu typu DJP

Józef Juszczyk
*Bamar Pol, Gliwice*

Anna Morcinek-Słota, Krzysztof Słota, Zbigniew Słota
*Politechnika Śląska, Gliwice*

STRESZCZENIE: Ważnym elementem zabezpieczenia przeciwko skutkom wybuchu pyłu węglowego jest prawidłowe umiejscowienie i wykonanie półek z pyłem kamiennym. Można tego dokonać między innymi za pomocą urządzenia typu DJP, zaprojektowanego do pneumatycznego transportu pyłu kamiennego, m.in. do budowy zapór przeciwwybuchowych oraz lokalnego opylania wyrobiska. Lance ze specjalnymi końcówkami pozwalają na wykonywanie obydwu czynności ze spągu, bez potrzeby stosowania pomostów roboczych lub drabin. Urządzenie zostało zaprojektowane przy współpracy z naukowcami Politechniki Śląskiej. Konstrukcja opiera się na pneumatycznej pompie ze zbiornikiem pyłu, które są wsparte na wspólnej ramie. Powietrze napędowe podawane jest przez filtr i zawór służący do regulacji wydajności. Aby umożliwić opylanie oraz podawanie pyłu na półki urządzenie wyposażone jest w dodatkowy układ powietrza, który zapewnia właściwy stosunek pył–powietrze. Urządzenie posiada ponadto wibrator i układ wzruszania złoża w zbiorniku zapewniający właściwe schodzenie pyłu do króćca ssawnego pompy.

SŁOWA KLUCZOWE: Pył węglowy, wybuch pyłu, półki z pyłem kamiennym, zapory przeciwwybuchowe, opylanie wyrobisk

## 1. WSTĘP

W latach 2009-2016 nie zaistniały w polskim górnictwie zdarzenia w związku z wybuchem pyłu węglowego. Ostatnie zdarzenie miało miejsce w 2008 r. w KWK „Mysłowice-Wesoła", gdzie zaistniał wybuch pyłu węglowego w wyniku samozapalenia się węgla oraz zapalenia i wybuchu metanu w otamowanej części chodnika IX wschodniego, w pokładzie 510, na poziomie 665 m. Według WUG [1] w ww. okresie czasu w zakładach górniczych sprawdzany był stan zabezpieczenia miejsc możliwego zapoczątkowania wybuchem pyłu węglowego, m.in. przez kontrolę: ilości części niepalnych i wody przemijającej w próbach pyłu kopalnianego pobieranych do badań laboratoryjnych w obecności kontrolujących, stanu zapór przeciwwybuchowych, wykorzystywania i sprawności urządzeń zraszających w maszynach urabiających oraz na drogach odstawy urobku, użytkowania środków chemicznych powodujących zmniejszenie napięcia powierzchniowego wody stosowanej w systemach zraszających. Ważnym ele-

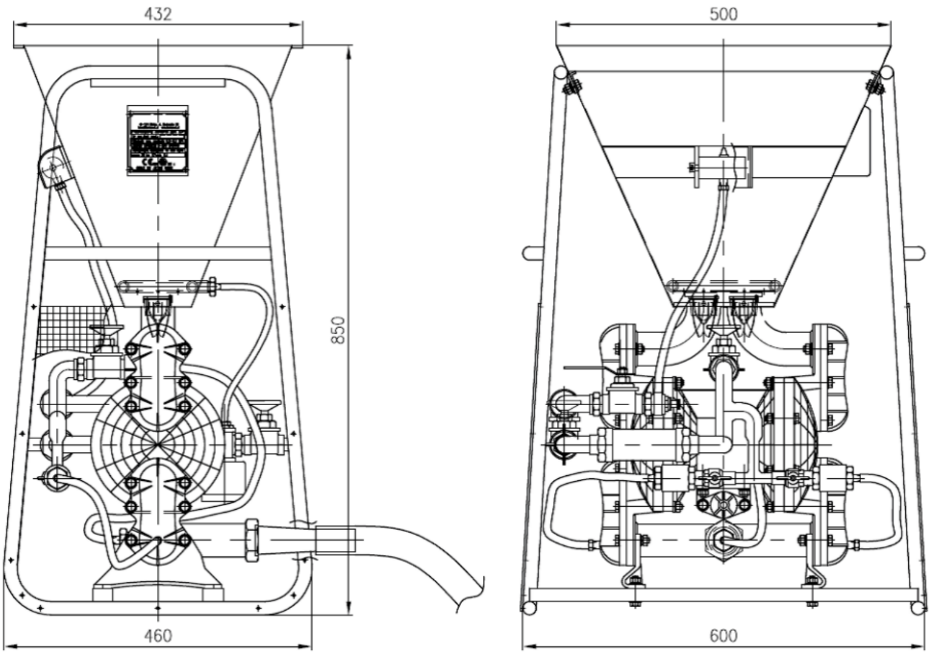
mentem zabezpieczenia przeciwko skutkom wybuchu pyłu węglowego jest prawidłowe umiejscowienie i wykonanie półek z pyłem kamiennym. Można tego dokonać między innymi przy użyciu urządzenia typu DJP, które zostało opracowane przy współpracy z pracownikami naukowymi Politechniki Śląskiej, którzy od wielu lat zajmują się tą tematyką oraz posiadają doświadczenie w projektowaniu i wdrażaniu tego typu rozwiązań.

## 2. KONSTRUKCJA URZĄDZENIA

Urządzenie zostało zaprojektowane do pneumatycznego transportu pyłu kamiennego lub innego materiału pylistego, służącego do zwalczania zagrożenia wybuchem pyłu węglowego pod ziemią - tzn. do budowy zapór przeciwwybuchowych lub lokalnego opylania wyrobiska. Lance ze specjalnymi końcówkami pozwalają na wykonywanie obydwu czynności ze spągu bez potrzeby stosowania pomostów roboczych lub drabin.
Dozownik może być stosowany w podziemnych zakładach górniczych, w których występuje zagrożenie wybuchem metanu i pyłu węglowego. Jego konstrukcja (rys. 2) opiera się na pneumatycznej pompie ze zbiornikiem pyłu powyżej, które są wsparte na wspólnej ramie. Powietrze napędowe podawane jest przez filtr i zawór służący do regulacji wydajności. Aby umożliwić opylanie oraz podawanie pyłu na półki urządzenie wyposażone jest w dodatkowy układ powietrza, który zapewnia właściwy stosunek pył-powietrze, wymagany dla każdej czynności. Urządzenie posiada ponadto wibrator i układ wzruszania złoża w zbiorniku zapewniający właściwe schodzenie pyłu do króćca ssawnego pompy.
Regulacja parametrów pracy może być dokonywana dzięki dwóm zaworom, które podają powietrze przez zawory zwrotne do głowic tłoczących pompy oraz do kolektora. To pozwala na szeroki płynny zakres regulacji. Dzięki specjalnej lancy można zarówno opylać wyrobisko, zasypywać pyłem nowe zapory, jak i odświeżać zapory już usypane.

| | |
|---|---|
| **Ciśnienie powietrza napędowego** | 2 - 6 bar |
| **Zapotrzebowanie powietrza napędowego** | 0 – 200dm$^3$/min |
| **Podłączenie powietrza napędowego** | 1″ |
| **Wydajność urządzenia** | max. 1000kg/h dla opylania i zasypywania |
| **Objętość zbiornika pyłu** | 25dm$^3$ |
| **Średnica węża tłocznego** | 32mm |
| **Długość węża tłocznego** | usypywanie zapór 5 – 10m, opylanie wyrobiska 10 – 20m |
| **Temperatura otoczenia** | 0 – 40°C |
| **Masa** | 30kg |

Rys. 1. Parametry urządzenia [mat. wł.]
Figure 1. Device parameters [own materials]




Rys. 2. Konstrukcja urządzenia [mat. wł.]
Figure 2. Construction equipment [own materials]

## 3. PRÓBY RUCHOWE

Próby ruchowe urządzenia prowadzone były w okresie kilkunastu miesięcy na przełomie lat 2014–2016. Pierwsze doświadczenia wskazały na szereg braków i niedociągnięć, a co za tym idzie poprawek, które należało wprowadzić w konstrukcji urządzenia. W związku z tym konstruowano kolejne prototypy oraz wymieniano elementy osprzętu. Sukcesywnie eliminowano wszelkie mankamenty, co w konsekwencji doprowadziło do powstania ostatecznej wersji prototypu, który spełniał opracowane wcześniej założenia. Próby wykonywane były najczęściej na terenie KWK (rys. 3–5), gdzie wykorzystywano do tego celu sztolnie szkoleniowe lub inne budynki powierzchniowe. Nadzór naukowy nad próbami zapewniali pracownicy Instytutu Eksploatacji Złóż Wydziału Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej. W wyniku prób okazało się, iż skonstruowane urządzenie w pełni może zostać wykorzystane w podziemnych zakładach górniczych. Przeprowadzone doświadczenia wykazały, iż do zasilania urządzenia, ciśnienie powietrza napędowego powinno wynosić 2–6 bar, jednak już to znajdujące się w dolnych granicach tego przedziału wystarcza do komfortowej pracy. Zapotrzebowanie powietrza napędowego określono na 0–200 $dm^3$/min. Konstrukcja urządzenia pozwala na podłączenie powietrza napędowego przewodem zasilającym o rozmiarze 1". Podczas prób uzyskana wydajność maksymalna urządzenia wynosiła 1000 kg/h zarówno dla opylania, jak i zasypywania. W ostatecznej (ys. 6) wersji urządzenia objętość zbiornika pyłu to 25 $dm^3$. Średnica węża tłocznego wynosi 32 mm. Długość węża tłocznego dla usypywania zapór najlepiej, aby wynosiła 5–10 m, natomiast przy opylaniu wyrobiska może sięgać 20 m.



Rys. 3. Próby ruchowe na terenie KWK – widok urządzenia[mat. wł.]
Figure 3. Trials movement in the coal mine – view of device [own materials]



Rys. 4. Próby ruchowe na terenie KWK – usypywanie półek[mat. wł.]
Figure 4. Trials movement in the coal mine – piles left behind shelves[own materials]



Rys. 5. Próby ruchowe na terenie KWK – wsypywanie pyłu [mat. wł.]
Figure 5. Trials movement in the coal mine – pouring dust [own materials]



Rys. 6. Ostateczna wersja urządzenia [mat. wł.]
Figure 6. The final version of the device [own materials]

## 4. PODSUMOWANIE

W górnictwie podziemnym, zagrożenie powodowane przez pył węglowy może być zmniejszane poprzez utrzymywanie stref bezpieczeństwa, w których znajduje się odpowiednia ilość inertnego pyłu. To zapobiega wybuchowi pyłu, zaś propagacja i zasięg płomienia może być zmniejszona poprzez zastosowanie zapór przeciwwybuchowych w postaci półek pod stropem, na których umieszcza się odpowiednią ilość pyłu. Pomocny w tym zadaniu może okazać się pneumatyczny dozownik pyłu typu DJP. Próby ruchowe (opisane w rozdziale 3) pokazały, że

powinien okazać się przydatny w kopalniach węgla kamiennego. Podczas prób uzyskana wydajność maksymalna urządzenia wynosiła 1000kg/h zarówno dla opylania, jak i zasypywania, co przy objętości 25 $dm^3$ zbiornika pyłu oraz niewielkiej masie urządzenia gotowego do pracy wynoszącej zaledwie 30 kg pozwala na wykonywanie półek czy też opylanie zespołowi złożonemu zaledwie z dwóch ludzi. Pierwsza, publiczna i oficjalna prezentacja urządzenia nastąpiła w listopadzie 2016 roku podczas II Seminarium organizowanego w ramach X Warsztatów Górniczych z cyklu „Ratownictwo Górnicze XXI wieku". Pierwsze zaś wdrożenia urządzenia do pracy w KWK miało miejsce w grudniu 2016 roku.
Pneumatyczny dozownik pyłu jest urządzeniem, które podlega ochronie prawnej [2] oraz posiada wszelkie dopuszczenia i certyfikaty do pracy pod ziemią (w tym IM2 cX KOMAG/16/ /ATEX/0138). Autorzy mają nadzieję, że rozwiązanie to przyjmie się w polskim górnictwie, co przyczyni się do podniesienia bezpieczeństwa oraz w razie wystąpienia wybuchu pyłu węglowego pozwoli na skuteczne zwalczenie jego rozprzestrzeniania.

LITERATURA

[1] Raport WUG - Stan bezpieczeństwa i higieny pracy w górnictwie - wydanie aktualne za 2015 rok. Katowice, 31.05.2016r.
[2] Zgłoszenie patentowe P-407630 pt. „Urządzenie do pneumatycznego transportu materiałów pylistych" autorstwa: Juszczyk Józef, Maciaszek Mirosław, Słota Krzysztof, Słota Zbigniew. Gliwice, 24 marca 2014 r. Urząd Patentowy RP. Opublikowano: 28.09.2015 r.

# Innovative Solutions in Combating Coal Dust Explosion Hazard – Air Feeder Dust DJP Type

An important element of protection against the effects of dust explosion is the correct positioning and execution shelves with stone dust. This can be done inter alia through devices DJP designed for pneumatic transport of stone dust, among others to build dams explosion and the local dust pits. Lances with special tips allow you to perform both tasks from the floor, without the need for working platforms or ladders. The device has been designed in collaboration with researchers from the Silesian University of Technology. The design is based on a pneumatic pump to a reservoir of dust, which are supported on a common frame. Drive air is fed through the filter and a valve for capacity control. To enable administration of dusting and dust on the shelf device is equipped with a secondary air system, which ensures the correct ratio of dust-air. The device also has a vibrator and system shrugging deposits in the tank ensures proper descent of dust into the pump suction port.

# Wdrożenie w KWK „Piast-Ziemowit" Ruch Piast mechanicznego urządzenia dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi typu PCE-UT

**Krzysztof Kuczowicz**
**Tomasz Śpiewak**
**Krasucki Krzysztof**
**Ryszard Jonkisz**

*[1,3,4]KWK „Piast-Ziemowit" Ruch „Piast"*
*[2] PGG ZGRI*

*STRESZCZENIE:* W prezentacji omówiono znaczenie transportu załogi do i z rejonów wydobywczych, aktualnie stosowane sposoby transportu oraz zagadnienia związane z wprowadzeniem do stosowania nowego rozwiązania technicznego jakim jest mechaniczne urządzenia dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi. Podkreślono rolę jaką spełniają wszelkie urządzenia wpływające na zmniejszenie wysiłku w trakcie dotarcia pracownika do miejsca wykonywanej pracy.
Wskazano na możliwości dalszego rozwoju układów transportu opartego na mechanicznym urządzenia dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi oraz konieczność poszukiwania innych innowacyjnych sposobów przemieszczania załogi w kopalniach.

*SŁOWA KLUCZOWE:* transport, bezpieczeństwo, komfort, efektywność, załoga.

**PAPER TITLE:**
**IMPLEMENTATION OF MECHANICAL DEVICE FOR LOCAL REVERSE MEN TRANSPORTATION TYPE PCE-UT IN "PIAST" COAL MINE**

*SUMMARY:* In presentation the meaning of underground crew transportation to and from mining areas was discussed, as well as current underground means of transport and issues of introducing a new mechanical device for local reverse crew transportation. The role of all devices reducing labour during getting to worksite was emphasized.
The possibilities of further progress of local reverse crew transportation systems and need of searching other innovative ways of crew transportation was pointed out.

*KEYWORDS:* transportation, safety, comfort, efficiency, crew.

# Wdrożenie w KWK „Piast-Ziemowit” Ruch Piast mechanicznego urządzenia dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi typu PCE-UT

Krzysztof Kuczowicz
Tomasz Śpiewak
Krasucki Krzysztof
Ryszard Jonkisz

# Rozwiązania stosowane w podziemnym transporcie ludzi w KWK „Piast-Ziemowit” Ruch Piast

Zagadnienia związane z efektywnością procesu produkcji są nierozerwalnie związane z dotarciem pracownika do miejsca pracy oraz z bezpiecznym powrotem.

Aktualne rozwiązania w dziedzinie transportu wykorzystują urządzenia (trasy) kolejek podwieszanych, kolejek spągowych czy też przenośników taśmowych zarówno do transportu materiałów jak i przewozu załogi.

Ze względów technologicznych transport ten w pierwszym rzędzie zabezpiecza potrzebę dostawy materiałów oraz odstawy urobku. Natomiast prezentowane w referacie urządzenie, przede wszystkim służy pracownikom dla ich bezpiecznego dotarcia do i z miejsca pracy.

**Rozwiązania transportu załogi stosowane dotychczas w KWK „Piast-Ziemowit” Ruch Piast**



kolej podziemna



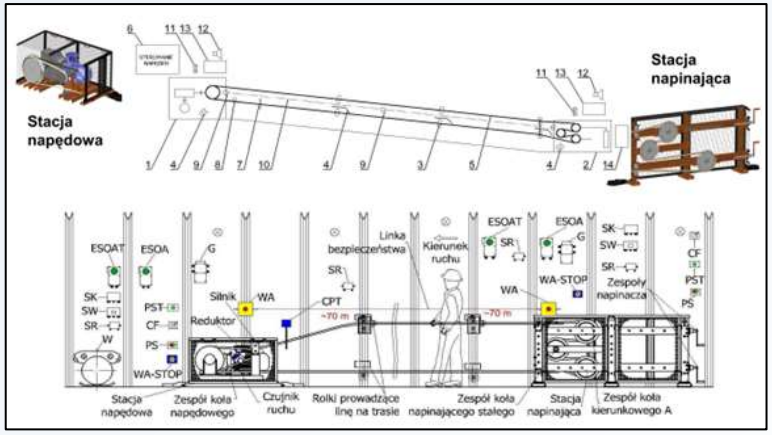
kolejki podwieszane



kraty antypoślizgowe



taśmy do jazdy ludzi




urządzenia wspomagające podejście

# Problem pieszego poruszania się po drogach transportowych

Piesze poruszanie się załogi związane jest z czasochłonnością i istotnym wydatkiem energetycznym, skutkującym mniejszą wydajnością pracy.

Poruszający się drogami transportowymi pracownicy narażeni są na wypadki i niebezpieczne zdarzenia związane z poślizgnięciem, potknięciem itp.

Obecne pola eksploatacyjne charakteryzują się znacznymi wymiarami oraz dużymi odległościami od szybów zjazdowych, co w praktyce oznacza wydłużenie dróg transportowych.

Głębokość zalegania eksploatowanych pokładów, jak również podpoziomowa ich eksploatacja wpływają na pogorszenie warunków klimatycznych panujących w wyrobiskach górniczych, przez co drogi dojścia i powrotu pracowników mają znaczący wpływ na zużycie energii potrzebnej na dotarcie do i z miejsca pracy.

Badania wydatku energetycznego w kopalniach wskazują, że w przypadku przemieszczania się pracownika (chodzenie), wydatek ten wynosi średnio 500 Kcal na zmianę roboczą tj. ok. 20 % wydatku energetycznego w trakcie zmiany roboczej.

Wyeliminowanie pieszego dochodzenia pracowników do miejsca pracy pozwala na:

- Wzrost efektywności i wydajności pracy;
- Poprawę koncentracji, a przez to zmniejszenie liczby urazów i wypadków;
- Poprawę efektywnego wykorzystania czasu pracy maszyn i urządzeń.
- Poprawę komfortu pracy pracowników – wzrost morale i chęci do pracy.

Mając na uwadze powyższe uwarunkowania proponuje się do transportu załogi zastosować rozwiązanie oparte na wykorzystaniu mechanicznego urządzenia dla lokalnego, rewersyjnego jej przemieszczania.

# Istota zastosowania mechanicznego urządzenia dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi

Konstrukcja mechanicznego urządzenia dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi oraz jego zasada działania opiera się o rozwiązania stosowane w przenośnikach taśmowych.

Jednak występujące różnice powodują, że urządzenie jest prostsze konstrukcyjnie i bezpieczniejsze od przenośników taśmowych, które jednocześnie służą do transportu urobku.



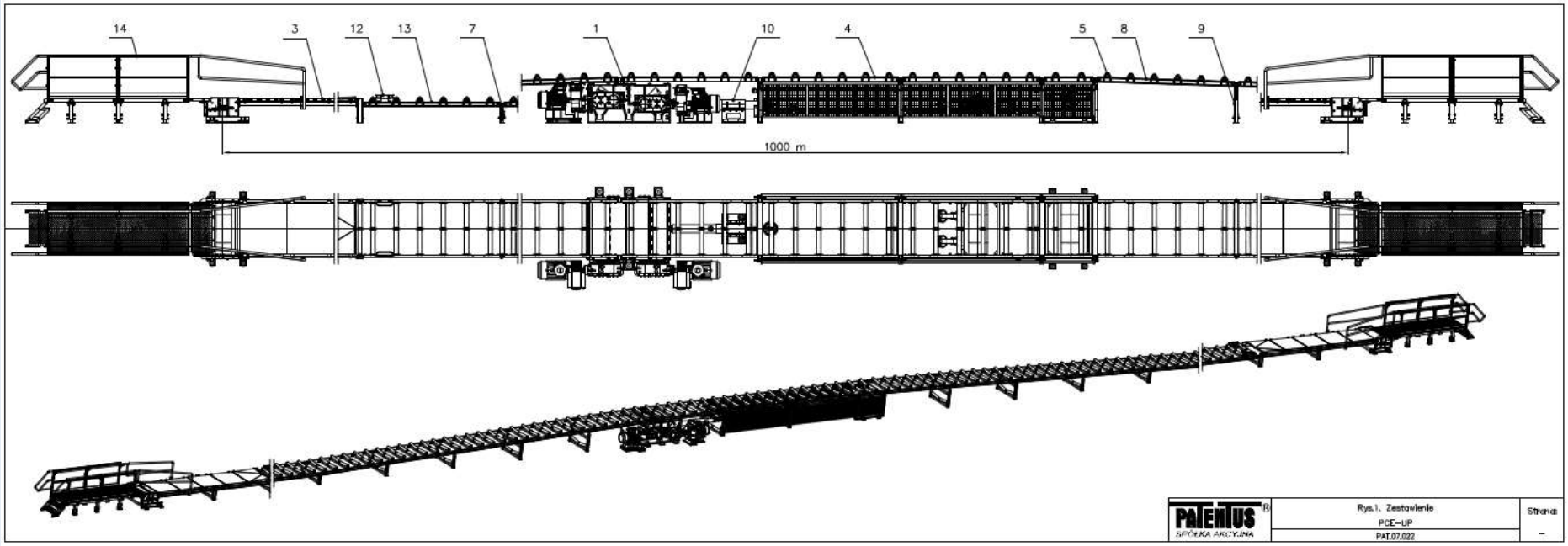
**Zasadnicze cechy urządzenia**:

- Pomosty do wsiadania i wysiadania ludzi - zabudowane czołowo;
- Niska konstrukcja stalowa na ceownikach - w zakresie 50-70 cm od spągu;
- Taśma odpowiednia do jazdy ludzi - o wytrzymałości 1000 kN/m;
- Złącza taśmy z nośnością minimum 60% nośności taśmy;
- Napęd w środku trasy, oparty o standardowe napędy o mocy ok. 2 x 22kW;
- Łagodny rozruch poprzez zastosowanie tzw. softstartu;
- Prędkość jazdy – do 2 m/s;
- Odpowiedni układ sterowania, sygnalizacji oraz czujniki – wymagane dla tego typu urządzeń.

**Korzyści wynikające z zastosowania mechanicznego urządzenia dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi**:

- Sposób korzystania z urządzenia jest podobny do korzystania z przenośnika taśmowego;
- Brak możliwości wypadnięcia pracownika poza pomost w związku z czołowa zabudową pomostów;
- Rewersyjna praca przenośnika umożliwia transport załogi do i z oddziału;
- Niska konstrukcja umożliwia zabudowę urządzenia praktycznie w każdym miejscu;
- Nie istnieje niebezpieczeństwo wpadnięcia do przesypu, ponieważ takich nie ma;
- Pas do transportu ludzi ma zawsze suchą powierzchnię, eliminującą możliwość poślizgu;
- Uniezależnienie procesu poruszania się ludzi od procesu odstawy urobku;
- Niższe koszty uruchomienia i eksploatacji w porównaniu z innymi środkami transportu ludzi;
- Wzrost efektywności pracy poprzez poprawę koncentracji pracowników i lepsze wykorzystanie czasu pracy maszyn;
- Modułowa budowa urządzenia pozwala na sprawne wydłużanie lub skracanie oraz łatwą wymianę jego elementów;
- Możliwość zastosowania urządzenia w każdych warunkach pod względem zagrożeń naturalnych.

# Schemat Mechanicznego Urządzenia dla Lokalnego Rewersyjnego Przemieszczania Załogi



# Zdjęcia i film na temat mechanicznego urządzenia dla lokalnego rewersyjnego przemieszczania załogi zastosowanego w KWK „Piast-Ziemowit” Ruch Piast



















# Dziękuję za uwagę

# Optymalizacja kosztów produkcji górniczej w warunkach rosnącego ryzyka rynkowego

Izabela Jonek-Kowalska, Marian Turek
*Politechnika Śląska, Wydział Organizacji i Zarządzania, Zabrze*

STRESZCZENIE: Głównym celem artykułu jest identyfikacja kluczowych kierunków optymalizacji kosztów w przedsiębiorstwie górniczym w kontekście cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego. By tak postawiony cel zrealizować, w pierwszej części opracowania przedstawiono jednostkowe koszty produkcji w makroperspektywie. Następnie odniesiono się do mechanizmu powstawiania i planowani kosztów w mikroperspektywie, obejmującej pojedyncze wyrobisko wybierkowe. W zakończeniu na podstawie przeprowadzonej diagnozy i analizy kosztów określono zasadnicze kierunki zmian w zakresie zarządzania kosztami zorientowane na optymalizację kosztów produkcji górniczej podyktowane koniecznością niwelowania rosnącego ryzyka rynkowego.

SŁOWA KLUCZOWE: Optymalizacja kosztów, koszty produkcji górniczej, ryzyko rynkowe w górnictwie węgla kamiennego

## 1. WPROWADZENIE

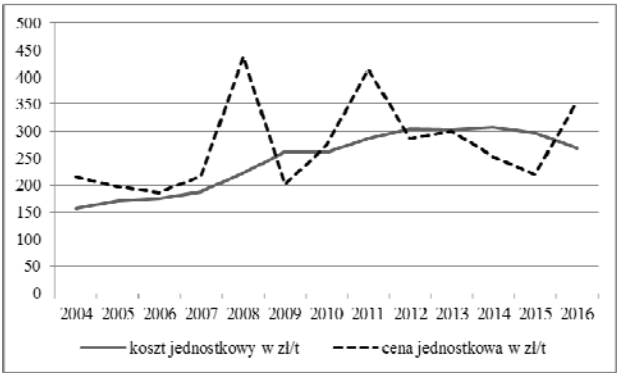
Górnictwo węgla kamiennego w Europie od wielu lat przechodzi restrukturyzację branżową, która w ostatnich latach przyjmuje charakter restrukturyzacji likwidacyjnej. W większości państw europejskich, w których wydobywano węgiel kamienny, takich jak Francja, Niemcy czy Wielka Brytania kopalnie zostały lub zostaną zamknięte do 2018 roku. Aktualnie likwidacja kopalń intensyfikuje się także w Czechach i Polsce. Główną przyczyną tego procesu jest postępująca dekarbonizacja w Unii Europejskiej, w tym zaostrzenie restrykcji emisyjnych oraz uniemożliwienie dofinansowania górnictwa węgla kamiennego ze środków publicznych. Niemniej jednak węgiel kamienny dla wielu państw europejskich, w tym Niemiec i Polski, pozostaje ważnym surowcem energetycznym. Zaprzestanie jego produkcji będzie zatem skutkować uzależnieniem od pozaeuropejskich dostawców, takich jak Rosja, Stany Zjednoczone, Australia czy Chiny [1].
W Polsce odbywa się obecnie proces zamykania nieefektywnych kopalń węgla kamiennego oraz integracja pozostałych zakładów górniczych z koncernami energetycznymi, co ma zapobiec utracie bezpieczeństwa energetycznego Polski i uchronić przemysł wydobywczy przed całkowitą likwidacją. Należy jednak wyraźnie podkreślić, że w bieżących warunkach rynkowych postulat poprawy efektywności poprzez redukcję jednostkowych kosztów wydobycia wciąż pozostaje aktualny i ma zdecydowanie większą szansę na skuteczną realizację z uwagi

na wyłączenie ze struktur przedsiębiorstw górniczych kopalń przynoszących straty i stanowiących poważne obciążenie finansowe dla ich finalnej rentowności [2].
Mając na uwadze powyższe okoliczności, głównym celem niniejszego artykułu jest identyfikacja kluczowych kierunków optymalizacji kosztów w przedsiębiorstwie górniczym w kontekście cyklu życia wyrobiska wybierkowego. W części teoretycznej zawarto przegląd literaturowy z zakresu zarządzania kosztami w polskim górnictwie węgla kamiennego wraz z charakterystyką źródeł ryzyka rynkowego w tej branży. W części empirycznej przeprowadzono analizę kosztów w cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego i sformułowano propozycje działań na rzecz optymalizacji kosztów w cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego.

## 2. STUDIA LITERATUROWE

### 2.1. *Zarządzanie kosztami w górnictwie węgla kamiennego*

Problematyce kosztów w polskim górnictwie węgla kamiennego poświęca się stosunkowo niewiele miejsca, co wynika z koncentracji na zagadnieniach technicznych, innowacyjnych czy też związanych z bezpieczeństwem pracy załóg górniczych, stanowiących fundament funkcjonowania branży. Za marginalizowanie zagadnień kosztowych częściowo odpowiada także możliwość dofinansowywania górnictwa węgla kamiennego ze środków publicznych, która istniała w Unii Europejskiej do 2010 roku i pozwalała na poprawę rentowności produkcji poprzez dotowanie działalności górniczej, mające na celu utrzymanie bezpieczeństwa energetycznego w gospodarce oraz miejsc pracy w regionie. Skutki unijnej dyrektywy ograniczającej pomoc publiczną dla górnictwa węgla kamiennego do możliwości finansowania likwidacji kopalń nierentownych w Polsce zaczęły być dotkliwie odczuwane przez przedsiębiorstwa górnicze w latach 2013-2015, kiedy to doszło do gwałtownego załamania cen węgla kamiennego na rynku światowym (rys. 1) [3].




Rys. 1. Koszt i cena jednostkowa węgla kamiennego [w zł za tone]
Figure 1. Unit cost and price (ARA) of hard coal [in PLN per tonne]
Źródło: opracowanie własne.

Wysokie i rosnące jednostkowe koszty produkcji w warunkach gwałtownie malejących cen przyczyniły się do znaczącego pogorszenia efektywności i wygenerowania ogromnych strat w całej branży [4]. Nieznaczna poprawa sytuacji w tym zakresie nastąpiła dopiero w 2016 roku, gdy wskutek procesów restrukturyzacji i konsolidacji górnictwa z energetyką udało się nie-

co obniżyć jednostkowe koszty produkcji, a w ostatnim kwartale odnotowano dodatkowo wzrost ceny węgla w portach ARA (rys. 1).
Brak szerszego zainteresowania problematyką kosztową widoczny jest także w praktyce przedsiębiorstw górniczych, które od wielu lat wykorzystują standardowe rachunki kosztów, a wartość ostatecznego poziomu jednostkowych kosztów produkcji znana jest jedynie w makroperspektywie odnoszącej się do poziomu kopalni i przedsiębiorstwa górniczego. W planowaniu i rozliczaniu kosztów nie wykorzystuje się projektowego i procesowego podejścia, które powinno znaleźć zastosowanie właśnie w takim typie produkcji, jak produkcja górnicza. Ignorowanie właściwego podejścia do planowania kosztów skutkuje brakiem informacji o efektywności poszczególnych wyrobisk wybierkowych i procesów wydobywczych, co uniemożliwia wskazanie możliwości redukcji kosztów i poprawy efektywności eksploatacji.

### 2.2. *Źródła ryzyka rynkowego w górnictwie węgla kamiennego*

Wzrost ryzyka rynkowego w górnictwie węgla kamiennego w ostatnich czterech latach wynika zarówno z czynników popytowych, jak i podażowych, co oznacza jego wyjątkowo niekorzystną intensyfikację i poważne zagrożenie dla funkcjonowania przedsiębiorstw górniczych. Po stronie popytowej do najważniejszych źródeł ryzyka należy promowanie odnawialnych źródeł energii wynikające z antywęglowej polityki Unii Europejskiej, w tym także obowiązkowe zwiększenie udziału OZE w bilansach energetycznych państw członkowskich oraz wprowadzenie opłat emisyjnych, co w długiej perspektywie wyraźnie ogranicza zapotrzebowanie na węgiel kamienny jako surowiec energetyczny. Popytowym źródłem ryzyka jest także poprawa sprawności w energetyce i wykorzystywanie przez ten sektor rozwiązań kogeneracyjnych, także ograniczające zapotrzebowanie na węgiel [5].
Po stronie podażowej źródła ryzyka generowane są przez okoliczności powodujące napływ taniego węgla do Europy, do których należy zaliczyć: rewolucję w wydobyciu gazu łupkowego w Europie, wysoki poziom wydobycia węgla w Chinach oraz niskie koszty produkcji tego surowca w Rosji i Australii. Wymienione okoliczności wywołują nadpodaż węgla kamiennego w Europie, która wraz z malejącym popytem powoduje dwustronną presję na obniżkę ceny, zgodnie ekonomicznymi prawami rynkowymi popytu i podaży [6].
W opisanych powyżej okolicznościach wzrost jednostkowych kosztów produkcji w polskich przedsiębiorstwach górniczych przyczynia się do znaczącego pogorszenia konkurencyjności cenowej, co potwierdza wysoki poziom importu węgla kamiennego do Polski wahający się w latach 2010-2016 od 2 do 15 mln ton (2011 r.), gwałtowny spadek eksportu z 18 mln ton w 2004 do 6 mln ton w 2016 roku oraz wzrost poziomu zapasów w polskich przedsiębiorstwach górniczych do niespotykanego dotąd poziomu [7],[8].

## 3. METODYKA BADAWCZA

Mając na uwadze przesłanki wewnętrzne, wynikające z braku właściwego podejścia do kalkulacji kosztów w przedsiębiorstwach górniczych i utraty konkurencyjności cenowej oraz okoliczności zewnętrzne w postaci napływu tańszego węgla z eksportu i nadpodaży węgla na rynku krajowym, jak również malejącej ceny tego surowca, w niniejszym artykule poszukuje się odpowiedzi na następujący problem badawczy: W jaki sposób można wykorzystać rachunek kosztów w procesie optymalizacji jednostkowych kosztów produkcji w przedsiębiorstwie górniczym? By tak postawiony problem rozwiązać w części badawczej przedstawiono analizę kosztów w cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego (faza uruchomienia, eksploatacji i likwidacji) stanowiącą studium przypadku, za pomocą którego zdiagnozowano kluczowe problemy w kalkulacji i planowaniu kosztów produkcji górniczej. Następnie przedstawiono propozycję

działań na rzecz optymalizacji kosztów w cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego w perspektywie implementacji rachunku kosztów opartego na cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego. W analizie wykorzystano materiały źródłowe pochodzące z ewidencji kosztów jednej z górnośląskich kopalń. W części koncepcyjnej zawarto własną koncepcję kosztową, opartą na studiach literaturowych z zakresu rachunkowości zarządczej oraz specyfice produkcji górniczej zdefiniowanej w teorii i rozpoznanej w praktyce gospodarczej.

## 4. WYNIKI BADAŃ

### 4.1. *Analiza kosztów w cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego*

Analiza kosztów w cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego objęła trzy wspomniane fazy. Wfazie uruchomienia uwzględniono: (1) drążenie chodnika nadścianowego, (2) wykonanie przecinki ściany, (3) drążenie chodnika podścianowego z pochylni, (4) Drążenie chodnika podścianowego, (5) zbrojenie ściany, (6) zbrojenie urządzeń oddziałowej odstawy urobku ze ściany . Faza eksploatacji obejmowała: (7) eksploatację oraz (8) eksploatację urządzeń oddziałowej odstawy urobku ze ściany, zaś faza likwidacji: (9) likwidację ściany oraz (10) likwidację urządzeń oddziałowej odstawy urobku ze ściany. Wartość i strukturę kosztów dla tak wyodrębnionych etapów przedstawiono w tabeli 1.

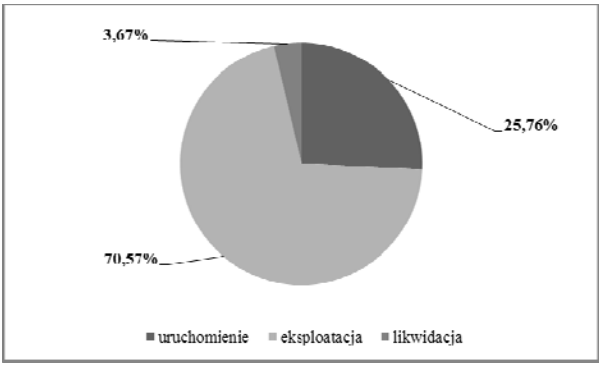
Tabela 1. Koszty w cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego [w zł]
Table 1. Costs in a lifecycle of the longwall

| Faza | Etap | Koszt [zł] | Udział |
|---|---|---|---|
| **Faza I** | **URUCHOMIENIE** | | |
| 1. | Drążenie chodnika nadścianowego | 8 572 588,59 | 11,19% |
| 2. | Drążenie przecinki | 1 791 943,31 | 2,34% |
| 3. | Drążenie chodnika podścianowego z pochylni | 4 983 230,93 | 6,51% |
| 4. | Drążenie chodnika podścianowego | 2 091 103,81 | 2,73% |
| 5. | Zbrojenie ściany | 1 149 821,08 | 1,50% |
| 6. | Zbrojenie urządzeń odstawy urobku ze ściany | 1 146 372,45 | 1,50% |
| **Razem** | | **19 735 060,17** | **25,76%** |
| **Faza II** | **EKSPLOATACJA** | | |
| 7. | Eksploatacja ściany | 47 503 899,04 | 62,02% |
| 8. | Eksploatacja oddziałowej odstawy urobku ze ściany | 6 553 068,53 | 8,55% |
| **Razem** | | **54 056 967,57** | **70,57%** |
| **Faza III** | **LIKWIDACJA** | | |
| 9. | Likwidacja ściany | 2 094 625,15 | 2,73% |
| 10. | Likwidacja urządzeń oddziałowej odstawy urobku ze ściany | 712 822,97 | 0,93% |
| **Razem** | | **2 807 448,12** | **3,67%** |
| **RAZEM** | | **76 599 475,86** | **100,00%** |

Źródło: opracowanie własne.

Z zawartych w tabeli danych wynika, że najkosztowniejszą fazą była faza eksploatacji. Ponad 25% kosztów pochłonęła faza uruchomienia, obejmująca drążenie i zbrojenie. Najmniej kosztowna była faza likwidacji, trwająca najkrócej i generująca ponad 3% kosztów w całym cyklu. Dodatkowo, z przeprowadzonych analiz wynika, że w fazie uruchomienia najkosztowniejsze było drążenie chodnika nadścianowego oraz ścianowego z pochylni. Syntetycznie strukturę kosztów przedstawiono na rysunku 2.

Najkosztowniejszymi etapami w fazie uruchomienia były drążenie chodnika nadścianowego oraz drążenie chodnika podścianowego z pochylni. Były to etapy, które trwały w tej fazie najdłużej – odpowiednio sześć i pięć miesięcy – i wymagały znacznych nakładów materiałowych i pracy ludzkiej.
W fazie eksploatacji dominowały koszty samej eksploatacji prowadzonej w wyrobisku wybierkowym, eksploatacja odstawy ze ściany stanowiła ponad 12%. Taka struktura jest typowa dla produkcji górniczej, której trzon stanowią podstawowe procesy wydobywcze.




Rys. 2. Struktura kosztów w cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego
Figure 2. Cost structure in a lifcycle of the longwall
Źródło: opracowanie własne.

Trzeba także zauważyć, że w tej fazie koszty były najbardziej zróżnicowane, z największym udziałem wynagrodzeń z narzutami, materiałów oraz remontów. Jest to także faza, do której były przypisywane najwyższe koszty zużycia energii elektrycznej.
W fazie likwidacji około 75% kosztów pochłonął etap likwidacji wyrobiska. Likwidacja odstawy to około 25% kosztów ogółem tej fazy. Była to faza, w której ponad 81% kosztów stanowiły wynagrodzenia z narzutami. Pozostałe koszty były zdecydowanie niższe i bardziej rozproszone. Jest to także związane ze specyfiką tej fazy, wymagającej przede wszystkim nakładów w postaci pracy ludzkiej [9].

### 4.2. *Propozycja działań na rzecz optymalizacji kosztów w cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego*

Z powyższego wynika, że każda z faz w cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego charakteryzuje się własną specyfiką kosztową. Trudno więc mówić o standaryzacji kosztów dla całego cyklu i wykorzystaniu jej jako podstawy do tworzenia normatywów kosztowych. Na podstawie przeprowadzonych analiz kosztów ponoszonych w poszczególnych fazach i etapach cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego, można stwierdzić, że obciążenie kosztami poszczególnych okresów sprawozdawczych jest bardzo nierównomierne, a prowadzona produkcja górnicza nie ma charakteru seryjnego. W związku z powyższym planowanie kosztów w cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego w tradycyjnym ujęciu budżetowania przyrostowego, w którym podstawą do określenia kosztów w kolejnych miesiącach są koszty poprzedniego okresu, nie jest merytorycznie uzasadnione. Obserwuje się bowiem wyraźną nierównomierność kosztową we wszystkich badanych pozycjach, a także sporadyczne występowanie niektórych pozycji kosztów.

Trudno także mówić o porównywalności kosztów poszczególnych faz i etapów cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego. Wyrobiska wybierkowe charakteryzują się bowiem znacznym zróżnicowaniem warunków geologiczno-górniczych oraz poziomem zagrożeń naturalnych, co istotnie wpływa na poziom kosztów. Ponadto każda faza i etap danego wyrobiska wybierkowego może charakteryzować się różnym okresem trwania. Zgodnie z powyższym, porównywalność kosztów będzie zapewniona jedynie wtedy, gdy wyrobiska będą miały zbliżone metryki geologiczno-górnicze oraz będą się charakteryzować podobnym natężeniem zagrożeń naturalnych, a fazy i etapy ich istnienia będą miały taką samą długość.
Wskazane powyżej okoliczności nie kwestionują jednakże zasadności opracowywania norm i standardów kosztowych dla wyrobisk wybierkowych w danej kopalni oraz w całym przedsiębiorstwie górniczym. Standardy te powinny jednak uwzględniać podstawowe determinanty kosztów w cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego, co można osiągnąć dokonując ich wewnętrznej kategoryzacji, ze względu na warunki geologiczno-górnicze i poziom zagrożeń naturalnych. Ponadto, standardy te powinny być opracowane w odniesieniu do wielkości technicznych, a nie okresowych. Mogą nimi być np. koszty drążenia jednego metra wyrobisk przygotowawczych, czy koszty zużycia materiałów na tonę wydobytego węgla kamiennego. Nie powinno się ich tworzyć w ujęciu kwartalnym, miesięcznym czy dekadowym.
Zgodnie z powyższym, planowanie kosztów w wariancie statystycznym jest możliwe, ale powinno uwzględniać specyfikę produkcji górniczej oraz unikatowy charakter uruchamianych wyrobisk wybierkowych. Nie powinno ono jednak być wykorzystywane bezkrytycznie, gdyż może prowadzić do utrwalania niewłaściwych standardów i prowadzić do automatyzacji procedur planowania kosztów dla produkcji, która nie ma seryjnego charakteru. By takim niekorzystnym praktykom zapobiegać, należy opracowanie standardów powierzać pracownikom odpowiedzialnym, zaangażowanym i posiadającym wieloletnią praktykę górniczą, co umożliwi ich obiektywizację, aktualizację i racjonalne podejście do planów otrzymanych dzięki ich wykorzystaniu. Należy także podkreślić, że opracowanie standardów kosztowych dla poszczególnych wyrobisk wymaga zgromadzenia odpowiedniej ilości danych statystycznych, które w takim ujęciu nie były dotąd gromadzone, badane i porównywane.
Rozwiązaniem, które aktualnie może umożliwić szybkie wdrożenie planowania kosztów w cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego oraz pozwolić z czasem na zgromadzenie odpowiedniej bazy danych o kosztach w cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego jest planowanie kosztów metodą budżetowania od zera, która jest podstawową metodą planowania wykorzystywaną w przypadku produkcji nieseryjnej, o projektowym charakterze, a za taką należy z całą pewnością uznać produkcję górniczą. Wówczas uruchomienie kolejnego wyrobiska wybierkowego traktuje się jako zadanie inwestycyjne, charakteryzujące się określonym poziomem nakładów, kosztów i przychodów, a tym samym wykazujące się indywidualną efektywnością, która w ujęciu całościowym składa się na efektywność całej kopalni węgla kamiennego [10].
W budżetowaniu od zera koszty bezpośrednie, których poziom jest związany z danym wyrobiskiem wybierkowym, jego specyfiką i indywidualnym charakterem, są planowane każdorazowo od nowa, w znanych kategoriach kosztów, którymi najczęściej są koszty rodzajowe. Zaś koszty pośrednie, niezwiązane bezpośrednio z uruchomieniem, funkcjonowaniem i likwidacją danego wyrobiska wybierkowego, są rozliczane na dane wyrobisko za pomocą przyjętych, merytorycznie uzasadnionych kluczy rozliczeniowych. Taki sposób kalkulacji i planowania pozwoli uwzględnić mikroperspektywę, w której zarządzanie kosztami obejmuje pojedyncze wyrobisko wybierkowe (kalkulacja całkowitych i jednostkowych kosztów wydobycia z danego wyrobiska oraz ocena efektywności wydobycia z tego wyrobiska) oraz makroperspektywę, w której zarządzanie kosztami odnosi się do całej kopalni (kalkulacja całkowitych i jednostko-

wych kosztów wydobycia z całej kopalni oraz ocena efektywności wydobycia w całej kopalni) [11].

## PODSUMOWANIE

W obecnych warunkach podwyższonego ryzyka rynkowego optymalizacja kosztów produkcji górniczej w polskim górnictwie węgla kamiennego jest jednym z kluczowych warunków skutecznej integracji górnictwa z energetyką. Warunek ten nie będzie jednak spełniony bez wdrożenia planowania kosztów w mikroperspektywie, umożliwiającego analizę każdego z procesów składających się na produkcję górniczą i pozwalającego na określenie przyszłej efektywności wydobycia z poszczególnych wyrobisk wybierkowych. Brak szczegółowej informacji o kosztach w ujęciu projektowym i procesowym uniemożliwia bowiem skuteczną likwidację tzw. wąskich gardeł z powodu nieznajomości ich lokalizacji. Może dochodzić wówczas do prowadzenia wydobycia w wyrobiskach nieopłacalnych ekonomicznie, co biorąc pod uwagę kosztochłonność produkcji górniczej i jej długoterminowy charakter ma katastrofalne skutki dla efektywności finansowej.

## LITERATURA


[1] Bluszcz A.: European economies in terms of energy dependence. Quality and Quantity", str. 1-18.

[2] Bąk P., 2007. Characteristic of the capital gaining sources and financing the activity of coal mine enterprises. Part 1:Sources of the own capital. Gospodarka Surowcami Mineralnymi, vol. 23, iss.1, str. 93-108.

[3] Turek M., Michalak A., 2013: Całkowite i jednostkowe koszty produkcji w kopalniach węgla kamiennego - zmiany i determinanty. [W:] Turek M. (red.), Analiza i ocena kosztów w górnictwie węgla kamiennego w Polsce w aspekcie poprawy efektywności wydobycia. Warszawa, Difin, 2013, str. 57-67.

[4] Turek M., 2013: Analiza i ocena kosztów w górnictwie węgla kamiennego w Polsce w aspekcie poprawy efektywności wydobycia. Warszawa, Difin, 2013.

[5] Gawlik L., Majchrzak H., Mokrzycki E., Uliasz-Bocheńczyk A., 2010: Perspektywy węgla kamiennego i brunatnego w Polsce i w Unii Europejskiej. Przegląd Górniczy, t. 66, nr 3-4, str. 1-8.

[6] Olkuski T., 2013: Zależność Polski w zakresie importu węgla kamiennego. Gospodarka Surowcami Mineralnymi - Mineral Resources Management, vol. 29, iss. 3, str. 115-130.

[7] Nawrocki T., Jonek-Kowalska I., 2016: Assessing operational risk in coal mining enterprises – internal, industrial and international perspectives. Resources Policy, vol. 48, str. 50-67.

[8] Sierpińska M., Bąk P., 2013: The role of corporate bonds in financing mining sector companies during an economic downturn. Gospodarka Surowcami Mineralnymi - Mineral Resources Management, vol. 29, iss.1, str. 141-155.

[9] Burchart-Korol D., Fugiel A., Czaplicka-Kolarz K., Turek M., 2016: Model of environmental life cycle assessment for coal mining operations. Science of The Total Environment, vol. 562, str. 28-42.

[10] Turek M., 2013: System zarządzania kosztami w kopalni węgla kamiennego w cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego. Warszawa, Difin 2013.

[11] Kustra A., 2008: Cost calculation in the mining activity treated as a project – strategic and operational approach. ‚Gospodarka Surowcami Mineralnymi - Mineral Resources Management, vol. 24, iss. 4/2, str. 237-249.

## Cost Optimization under Conditions of Increasing Market Risk

The main aim of the paper is to identify the key directions of costs optimization in the mining enterprises in the context of the life cycle of the longwall. To achieve this aim, the first part of the study presents the unit costs of production in macroperspective. Next part, is devoted to planning and calculating costs in microperspective, including a single longwall. In conclusion, based on the diagnosis and analysis of the costs, the main directions of changes in cost management are established. They are focused on optimizing the costs of mining production dictated by the necessity of eliminating the increasing market risk.

# Ściany podbierkowe w górnictwie węglowym i polscy producenci maszyn górniczych

*Jacek Korski*
*FAMUR S.A.*

STRESZCZENIE: Ścianowe podbierkowe systemy wybierania (LTCC) węgla kamiennego zastosowano po raz pierwszy w latach 50-tych dwudziestego wieku we Francji i byłej Jugosławii (obecnie Słowenia). Polskie kopalnie węgla kamiennego wdrażały ścianowe systemy podbierkowe (LTCC) na przełomie lat 50- i 60-tych ubiegłego wieku jako konwencjonalne ściany o niskim stopniu mechanizacji bez większego powodzenia. Mechanizację LTCC podjęto najpierw we Francji, a następnie w Niemczech (ówczesna RFN) i następnie w innych krajach europejskich. Pod koniec lat 80-tych XX wieku rozpoczęto implementację zmechanizowanego LTCC w górnictwie chińskim, które do chwili obecnej jest światowym liderem tej technologii. W artykule przedstawiono przegląd polskich rozwiązań LTCC i ich zastosowania.

SŁOWA KLUCZOWE: Systemy wydobycia węgla, systemy podbierkowe, system ścianowy.

## 1. WPROWADZENIE

Grube pokłady węgla kamiennego czy brunatnego od zawsze stanowiły poważne wyzwanie techniczne [2]. Dotyczyło to możliwości urabiania i zapewnienia stateczności wyrobiska wybierkowego. W przypadku systemu ścianowego początkowo podejmowano, ze względu na niski stopień mechanizacji i problemy związane z bezpieczeństwem pracy, próby eksploatacji grubego pokładu na warstwy. Współcześnie do eksploatacji grubych (tradycyjnie powyżej 4,5m miąższości) pokładów węgla stosuje się trzy rozwiązania:

- Eksploatację grubego pokładu na warstwy lub płyty o wysokości zgodnej z możliwościami technologicznymi kopalni. W przeszłości powszechną praktyką było prowadzenie ścian w poszczególnych warstwach w niewielkiej odległości od siebie, co wymagało bardzo ścisłej koordynacji robót górniczych w poszczególnych warstwach i powodowało silne uzależnienie poszczególnych przodków wybierkowych.
- Eksploatacja grubego pokładu na jedną warstwę, przy dostępnych urządzeniach pozwala wybierać ściany o wysokości nawet do prawie 9,0m. Jako przykład można wskazać kopalnię Balianta należąca do zjednoczenia Shenhua Shendong zlokalizowana jest w pobliżu miasta Daliuta w Regionie Autonomicznym Mongolia Wewnętrzna w Chinach. Kopalnia wydobywa rocznie 28mln Mg węgla kamiennego przy zatrudnieniu 1,5 tys. pracowników. Wydobycie realizowane jest 3 ścianami, w tym ścianę o wysokości ok. 7 metrów i wybiegu 5200 metrów oraz średnim dobowym wydobyciu 40000Mg/d. Ściana o długości 300m wyposażona jest w kombajn Eickhoff SL1000 z

organami o średnicy 3,5m i zabiorze 860mm. Przenośnik ścianowy pochodzi z DBT i ma wewnętrzną szerokość rynien 1400m oraz długość rynien 2400mm. Moc napędów przenośnika to 3 x 1400kW. Kopalnia udostępniona jest upadowymi, a główne wyrobiska wykonane są w węglu. Większość wyrobisk ma wymiary (wys. x szer.) 4,2 x 5,2m. Wyrobiska zabezpieczane są kotwiami, a główne wyrobiska transportowe dodatkowo torkretowane. Na drogach transportowych i chodniki podścianowych spągi są betonowane.

– Eksploatacja podbierkową, której istota polega na wybieraniu grubego pokładu na całą grubość w dwóch ławach z zawałem stropu. Dolą ławę wybiera się z pewnym wyprzedzeniem ścianą lub ubierką. Po wybraniu w tej ławie przewidzianego zabioru wywołuje się zawał ławy górnej. Urobek z tej ławy pada na przenośnik ścianowy lub jest na niego ładowany[6].

Pierwsze zachowane opisy podbierkowej eksploatacji wąskim i szerokim frontem pochodzą z połowy XIX wieku. Niemal równocześnie ok 1954 roku we francuskiej kopalni Ricard i słoweńskiej (ówczesna Jugosławia) kopalni lignitu pojawiły się ściany podbierkowe czyli ściany, w których przyspągowa (przyspodkowa) warstwa grubego pokładu wybierana była jako konwencjonalna ściana. Pozostawiana w stropie warstwa węgla zrzucana była na spąg za linią obudowy (kop. Ricard) lub przy rabowaniu obudowy indywidualnej obok niewyrabowanego jeszcze odrzwia (kop. Velenje). Także w Polsce podejmowano próby wdrożenia ścianowych podbierkowych systemów eksploatacji węgla z urabianiem materiałem wybuchowym i stalowo-członową obudową indywidualną wzorowaną na rozwiązaniu francuskim. Próby te nie zakończyły się powodzeniem i ściany podbierkowe nie były w Polsce rozwijane – nie było wiedzy na temat przyczyn niepowodzeń oraz doświadczeń i wiedzy o technologii i organizacji robót w ścianach podbierkowych. Rozwijający się polski przemysł maszyn górniczych nie opracowywał i nie podejmował produkcji podbierkowych kompleksów ścianowych na potrzeby polskich kopalń.

Próby mechanizacji ścian podbierkowych podjęto najpierw we Francji, następnie w Niemczech i to z tych krajów różne rozwiązania mechanizacyjne rozpowszechniły się, a następnie były rozwijane w świecie. Swoje niezależne rozwiązania tworzono w byłym ZSRR. W Chinach, gdzie współcześnie ze ścian podbierkowych wydobywa się ponad 100mln Mg węgla rocznie wdrażano, ze zmiennym powodzeniem, wszystkie opracowane w zachodniej Europie rozwiązania jedno z nich doprowadzając do zaawansowanego poziomu[1]. Chińskie rozwiązania stały się przedmiotem eksportu do Bangladeszu, Australii i Turcji.

Konieczność poszukiwania nowych odbiorców i rynków spowodowała, że polscy producenci maszyn górniczych od lat 90-tych ubiegłego wieku podejmowali próby wejścia na ten segment rynku maszyn górniczych.

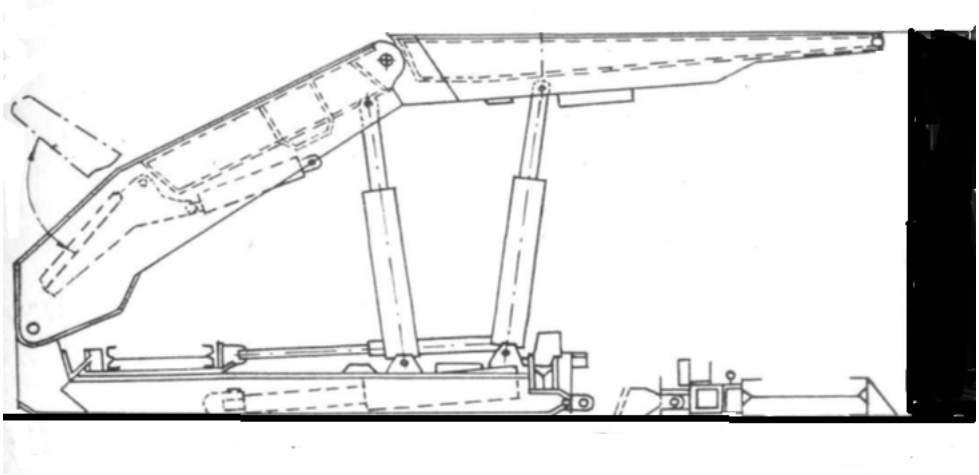
## 2. ZMECHANIZOWANE ŚCIANY PODBIERKOWE – PODSTAWOWE IDEE I ROZWIĄZANIA

Poszukiwanie poprawy efektywności ścian podbierkowych z jednoczesnymi próbami kompleksowej mechanizacji doprowadziło od lat 60-tych XX wieku do powstania dwóch podstawowych linii rozwojowych z jednym lub dwoma przenośnikami zgrzebłowymi w ścianie. Na rys. 1 pokazano typowe grupy używanych w ostatnich 20 latach rozwiązań mechanizacyjnych ścian podbierkowych.



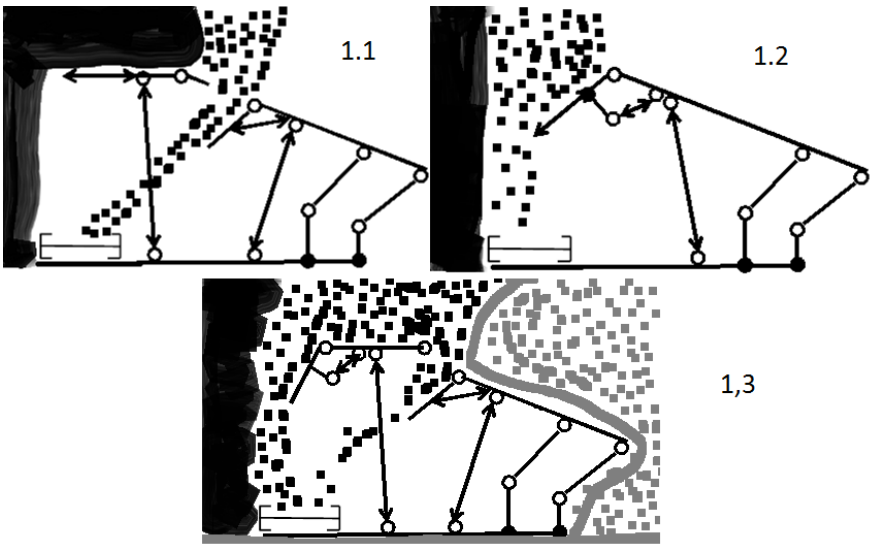

Rys.1. Typologia podstawowych rozwiązań zmechanizowanych ścian podbierkowych [opracowanie własne]
Fig.1. Fully mechanized Longwall Top Coal Caving – basic typology

Pierwsze częściowo tylko zmechanizowane rozwiązania ścian podbierkowych z dwoma przenośnikami zastosowano w górnictwie węglowym Francji i tam też pojawiły się pierwsze obudowy zmechanizowane do takich ścian, w tym z tylnym przenośnikiem prowadzonym na spągnicy sekcji wydłużonej w stronę zawału (rys. 2). Współcześnie w światowym górnictwie węglowym nie stosuje się praktycznie dwuprzenośnikowych ścian podbierkowych z tylnym przenośnikiem ułożonym na spągnicy sekcji ze względu na trudności z wypuszczaniem węgla oraz utrzymaniem tylnego przenośnika zgrzebłowego.



Rys. 2. Zmechanizowana obudowa ścianowa do dwuprzenośnikowej ściany podbierkowej z tylnym przenośnikiem prowadzonym na spągnicy sekcji Marrel Hydro FB-12-30S
Fig. 2. Roof support Marrel Hydro FB-12-30S for fully mechanized LTCC with rear AFC on expanded support base

Zmechanizowane ścianowe systemy podbierkowe z pojedynczym przenośnikiem ścianowym są obecnie stosowane w górnictwie węglowym Słowacji [3], Słowenii [5], Wietnamu[10]. Do niedawna stosowane były w górnictwie węglowym Turcji [7]. Planowane jest wdrożeni jednoprzenośnikowej ściany podbierkowej w jednej z podziemnych kopalń twardego węgla brunatnego w Bośni.




Rys. 3. Rozwiązania technologiczne wypuszczania węgla w zmechanizowanych jednoprzenośnikowych ścianach podbierkowych wg typologii z rys. 1. [opracowanie własne]
Fig. 3. Coal caving solutions in fullu mechanized single AFC LTCC faces – idea based on Figure 1.

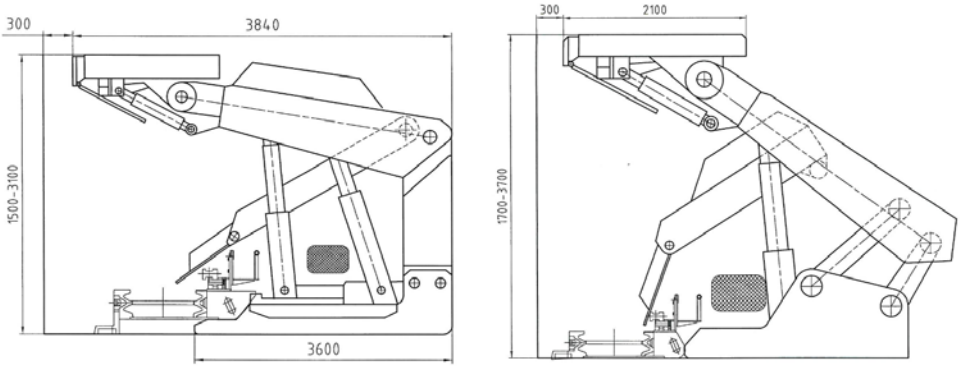
Nadal w górnictwie węglowym Rumunii, Turcji [4]i Wietnamu [9] są prowadzone częściowo zmechanizowane ściany podbierkowe o różnym stopniu mechanizacji [8}.
Współcześnie najbardziej rozpowszechnionym rozwiązaniem zmechanizowanych ścian podbierkowych są dwuprzenośnikowe ściany z tylnym przenośnikiem wleczonym po spągu za spągnicą sekcji.

## 3. POLSKIE ROZWIĄZANIA DO ZMECHANIZOWANYCH ŚCIAN PODBIERKOWYCH

Polscy producenci maszyn górniczych od co najmniej dwudziestu lat pracowali nad rozwiązaniami dla podbierkowych ścian zmechanizowanych. W systemach technicznych najbardziej istotne były konstrukcje obudów zmechanizowanych, ponieważ, zwłaszcza w rozwiązaniach jednoprzenośnikowych, pozostałe elementy kompleksu ścianowego różnią się nieznacznie. Poniżej przedstawiono projekty, prototyp i wdrożone rozwiązanie wszystkie powstałe w zakładach produkcyjnych wchodzących w skład FAMUR S.A.

### *3.1. Obudowy do jednoprzenośnikowych ścian podbierkowych.*

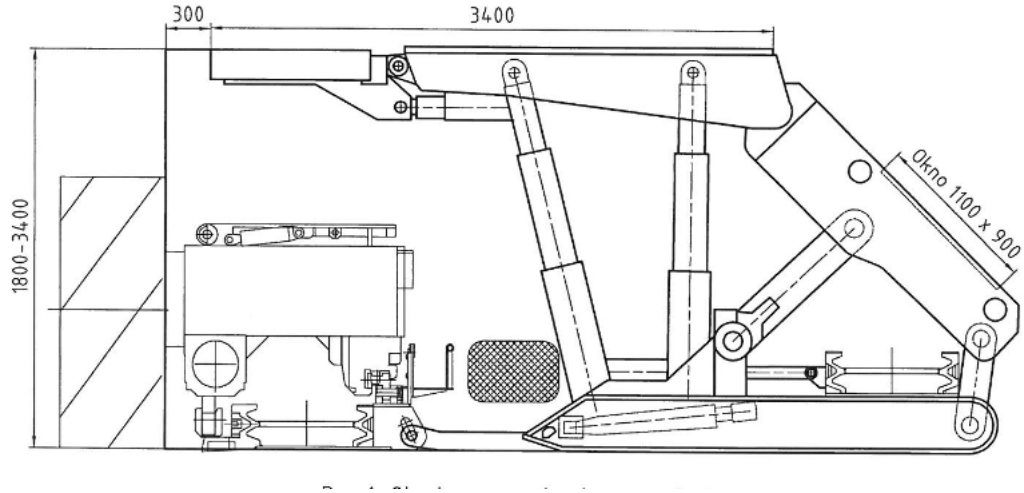
We wchodzących w skład FAMUR S.A. fabrykach FAZOS jak i Glinik opracowywano w przeszłości rozwiązania obudów zmechanizowanych dla jednoprzenośnikowych ścian podbierkowych. Na potrzeby odbiorcy rumuńskiego opracowano w FAZOS S.A. kilka typów obudów zmechanizowanych do jednoprzenośnikowych ścian podbierkowych,z wypuszczaniem węgla przez okno spustowe, w tym obudowę z przegubem centralnym (4-stojakową) i 2- stojakową obudowę lemniskatową.




Rys. 4. Obudowy zmechanizowane konstrukcji FAZOS do jednoprzenośnikowych ścian podbierkowych
Fig. 4. Mechanized roof support for single AFC LTCC from FAZOS (concept)

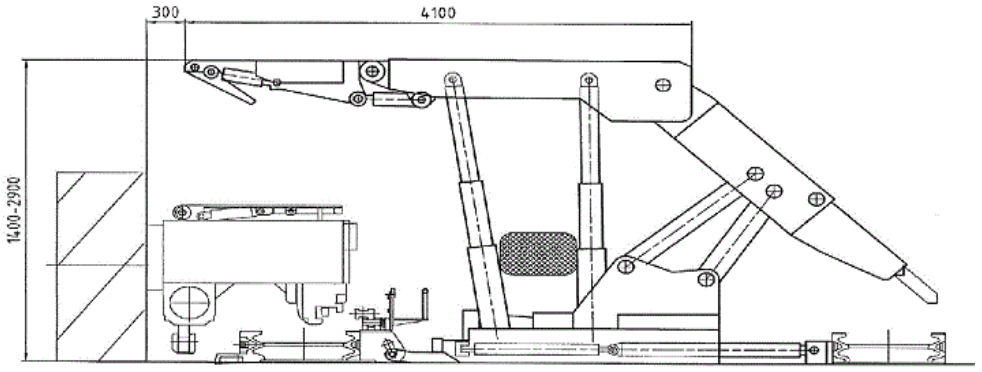
### *3.2. Obudowy do dwuprzenośnikowych ścian podbierkowych.*

W FAZOS opracowano zmechanizowaną obudowę podbierkową do ścian dwuprzenośnikowych z tylnym przenośnikiem prowadzonym na spągnicy sekcji obudowy (rys.).



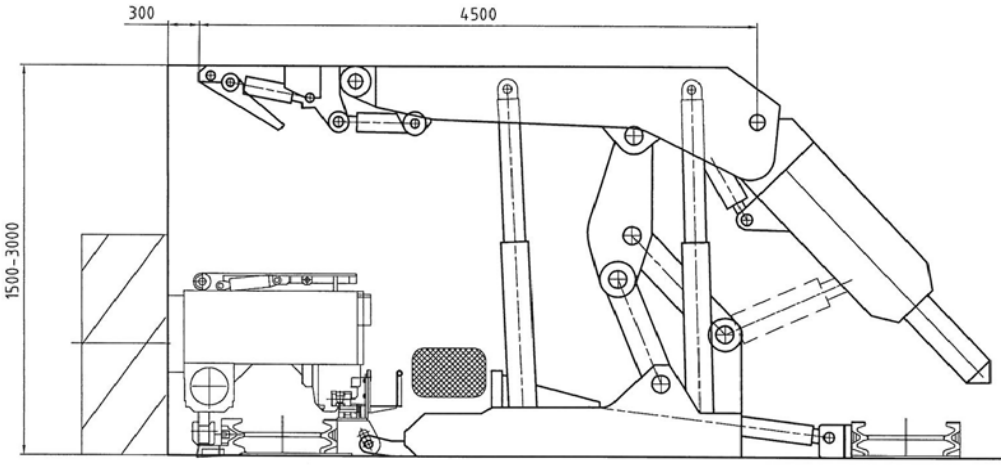

Rys. 5. Obudowa zmechanizowana FAZOS 8/34-POz do dwuprzenośnikowej ściany podbierkowej z tylnym przenośnikiem na spągnicy obudowy zmechanizowanej
Fig.5. Mechanized roof support for double AFC LTCC system with rear AFC on support base

Nie podjęto produkcji tej obudowy. W FAZOS opracowano także koncepcję obudowy podbierkowej do dwuprzenośnikowej ściany podbierkowej z tylnym przenośnikiem ścianowym prowadzonym pod spągu za spągnicą sekcji obudowy zmechanizowanej.



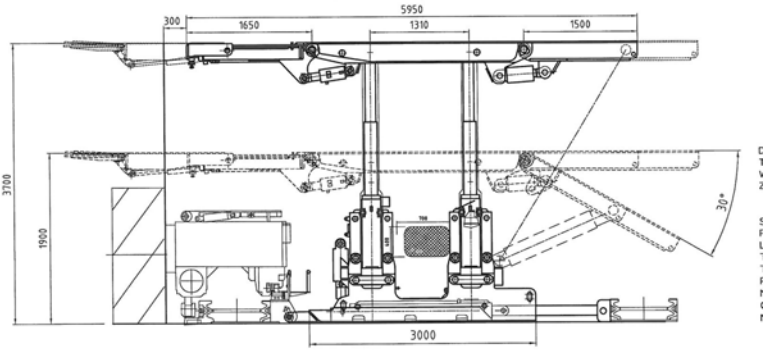

Rys.6. Obudowa zmechanizowana FAZOS 14/29-POz do dwuperzenosnikowej ściany podbierkowej z tylnym przenośnikiem na spągu z spągnicą sekcji
Fig. 6 Mechanized roof support for double AFC LTTC system with rear AFC on floor

Nie podjęto produkcji tej obudowy.
W odpowiedzi na różne zapytania potencjalnych klientów opracowywano kolejne koncepcje zmechanizowanych obudów ścianowych do ścian podbierkowych. Poważnym problemem było projektowanie obudów dla klientów, którzy nie mieli doświadczeń w prowadzeniu ścian zmechanizowanych




Rys. 7. Podporowa obudowa podbierkową z odwróconym układem lemniskatowym FAZOS 15/30 – Poz dla dwuprzenośnikowej ściany podbierkowej.
Fig. 7. 4 leg roof support FAZOS 15/30-POz for double AFC LTCC system with reversed lemniskate conector

Nie podjęto także produkcji tej obudowy. Oparciu o konstrukcję obudowy podsadzkowej opracowano obudowę do ścian podbierkowy FAZOS 19/39-Pp.




Rys. 8. Obudowa FAZOS 19/39-Pp do dwuprzenośnikowej ściany podbierkowej będąca konwersją obudowy podsadzkowej
Fig. 8. Roof support FAZOS 19/39-Pp for double AFC LTTC system conversed from support for longwall face with backfiling

Przedstawione rozwiązania pozostały jedynie w fazie projektów koncepcyjnych i ofertowych.

*3.3. Prototypy.*

We wchodzącym obecnie w skład FAMUR S.A. zaprojektowano i wykonano demonstrator technologii – obudowę zmechanizowaną do dwuprzenośnikowej ściany podbierkowej z tylnym przenośnikiem prowadzonym po spągu za obudową.




Rys. 9. Obudowa zmechanizowana Glinik 18/32-Pp do dwuprzenośnikowych ścian podbierkowych – demonstrator technologii.
Fig. 9. Mechanized roof support Glinik 18/32-Pp for double AFC LTTC faces – technology demonstrator.

Mimo, że nie podjęto seryjnej produkcji tej obudowy to jej testy fabryczne pozwoliły na wypracowanie istotnych wniosków na przyszłość.

### *3.4. Wdrożenia.*

W tureckiej kopalni Imbat (zagłębie Soma) wdrożono dwa dwuprzenośnikowe kompleksy podbierkowe z obudową zmechanizowaną FAMUR FRS 16/26, przenośnikami zgrzebłowymi PSZ-750 i kombajnami ścianowymi KGS-245N.




Rys.10. Drugi kompleks podbierkowy dla kopalni IMBAT produkcji FAMUr S.A. w czasie testy komatybilności
Fig.10. SecondFAMUR's LTCC komplex for turkish Imbat mine in time of compatibility test.

Kompleksy te spełniły oczekiwania zamawiającego, choć kopalnia miała zaledwie kilku miesięczne doświadczenie w prowadzeniu ścian zmechanizowanych.
W trakcie prowadzonych w FAMUR S.A. analiz okazało się, że w ścianowych kompleksach podbierkowych kombajn stanowi urządzenie, w pewien sposób, pomocnicze. W „klasycznej" ścianie kombajn decyduje o wydajności, a pozostałe urządzenia muszą być do niego dostosowane. W ścianie podbierkowej rolą kombajnu ścianowego jest przygotowanie przestrzeni dla wypuszczania węgla znad obudowy i w znacznie mniejszym stopniu wpływa on na uzyskiwaną wydajność ściany. Z tego powodu klientowi zaoferowano KGS-245 – kombajn ścianowy z hydraulicznym układem posuwu, spełniającego wszystkie wymagania tego klienta. Poważnymi argumentami były:

- Mniejsze oczekiwania wydajnościowe od kombajnu, który w ścianie podbierkowej spełnia w istocie funkcję pomocniczą, nie dysponują zbyt dużymi zasobami finansowymi,
- Niższe wymagania wobec sieci elektrycznej kopalni i elektromonterów,
- Znacząco niższa cena kombajnu z posuwem hydraulicznym od ceny porównywalnego kombajnu z posuwem hydraulicznym.

Warto podkreślić że zadowolenie kopalni Imbat zaowocowało zamówieniem serii tych kombajnów.

## 4. PODSUMOWANIE

W Polsce nie stosowano zmechanizowanych ścian podbierkowych i nie było doświadczeń w tym zakresie. Niezależnie od dobrze zaprojektowanego i wykonanego wyposażenia do sukcesu przyczyniło się wsparcie klienta doświadczonymi górnikami z Polski. Istotnym czynnikiem dla każdego systemu wybierania węgla jest właściwy dobór urządzeń i dostosowana do wyposażenia organizacja pracy. Istotnym elementem sukcesu okazało się więc dobra współpraca górników obu firm.

## LITERATURA


[1]Korski J.[2003]: *Ewolucja technologii podbierkowej wybierania bardzo grubych pokładów węgla w górnictwie chińskim*. Wiadomosci Górnicze nr 3 (R.54). S.119-128.

[2]Korski J.[2006]: *Technologie podbierkowe w górnictwie węglowym. Wprowadzenie do podbierkowych technologii wybierania węgla.* Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2006, Szczyrk 20-24 lutego 2006. IGSMiE PAN i Katedra Górnictwa Podziemnego AGH. Sympozja i Konferencje nr 66, Kraków.

[3]Korski J.[2015]: *Współczesne zmechanizowane ściany podbierkowe w praktyce światowej* . Monografia: *Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo-Efektywność-Niezawodność.* Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2015.

[4]Korski J.[2016]: *Fully mechanized Longwall Top Coal Caving (LTCC) – going to effective simplicity*. W: Proceedings of the 20-th Coal Congress of Turkey. 04-06 May 2016 Zonguldak/Turkey. ISBN: 978-605-01-0877-4

[5]Milicevic Z., Milic V.[2013]: *Technologija Podzemne Eksploatacije Ležista Mineralnih Sirovin*. Univerzitet u Beogradu Tehnicki Fakultet u Bora, Bor.

[6]Ostrihansky R.1996]: *Eksploatacja podziemna złóż węgla kamiennego*. Śląsk" Sp. z o.o, Katowice.

[7]Özfirat M. K., Şimşir F., Gönen A.[2005]: *A brief comparison of longwall method used at mining of thick coal seams.* The 19th International Mining Congress and Fair of Turkey. Izmir, June 09-12.

[8]Popa A., Rotunjeanu I., Arad v., Gaf-Deac I.[1993: *Exploatari miniere*. Editura Didactica si Pedagogica R.A., Bucuresti.
[9]Praca zbiorowa [Ban Bien Tap – red.][2007]: *Ket qua nghien cuu va trien khai. Khoa hos cong nghe. Giai doan 2002 – 2007*. Institute of Mining Science and Technology, Hanoi.

## LONGWALL TOP LOAL CAVING IN COAL MINING AND POLISH MINING EQUIPMENT MANUFACTURERS

Longwall top coal caving is known as a coal extraction since 50-ties of XX century. Simultanously this method was designed and implemented in France and Slovenia (former Yugoslavia). In Poland conventional LTCC unsuccesfull trials were done in 60-ties. From the beeginin were researched possibilities of LTCC mechanization. Finally in China were designed and implemented fully mechanized LTCC systems as an improvement of previous european solutions. Polish coal mining equipment manufactures were designing LTCC solutions for foreign customers, because fully mechanized LTCC were not implemented to polisg hard coal mining In Article are presented polish LTCC solutions.

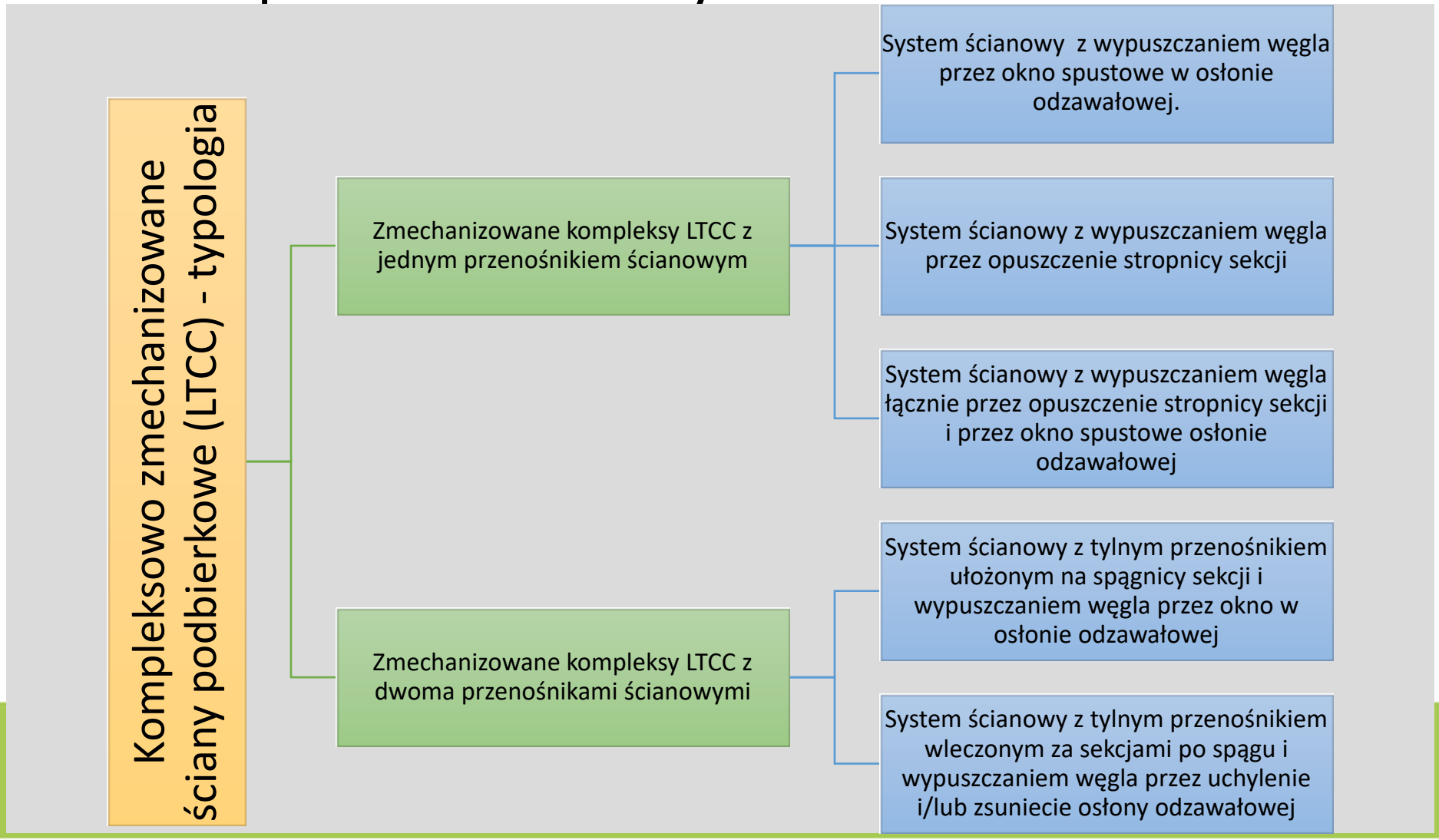


# Ściany podbierkowe w górnictwie węglowym i polscy producenci maszyn górniczych

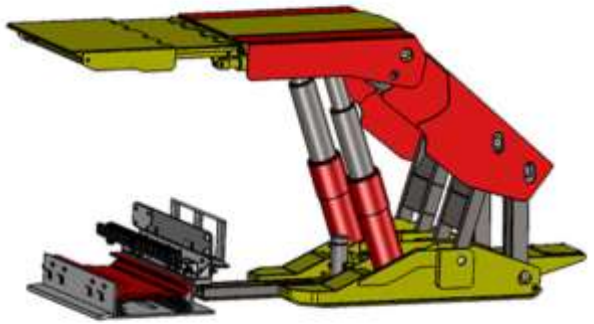
Dr inż. Jacek Korski

FAMUR

# Typologia kompleksowo zmechanizowanych ścian podbierkowych:

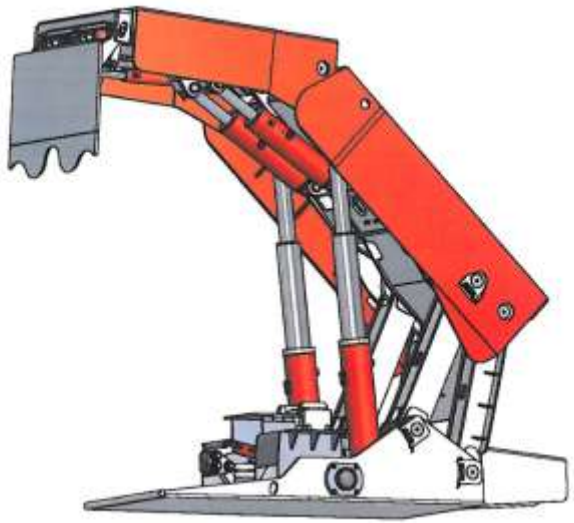



FAMUR

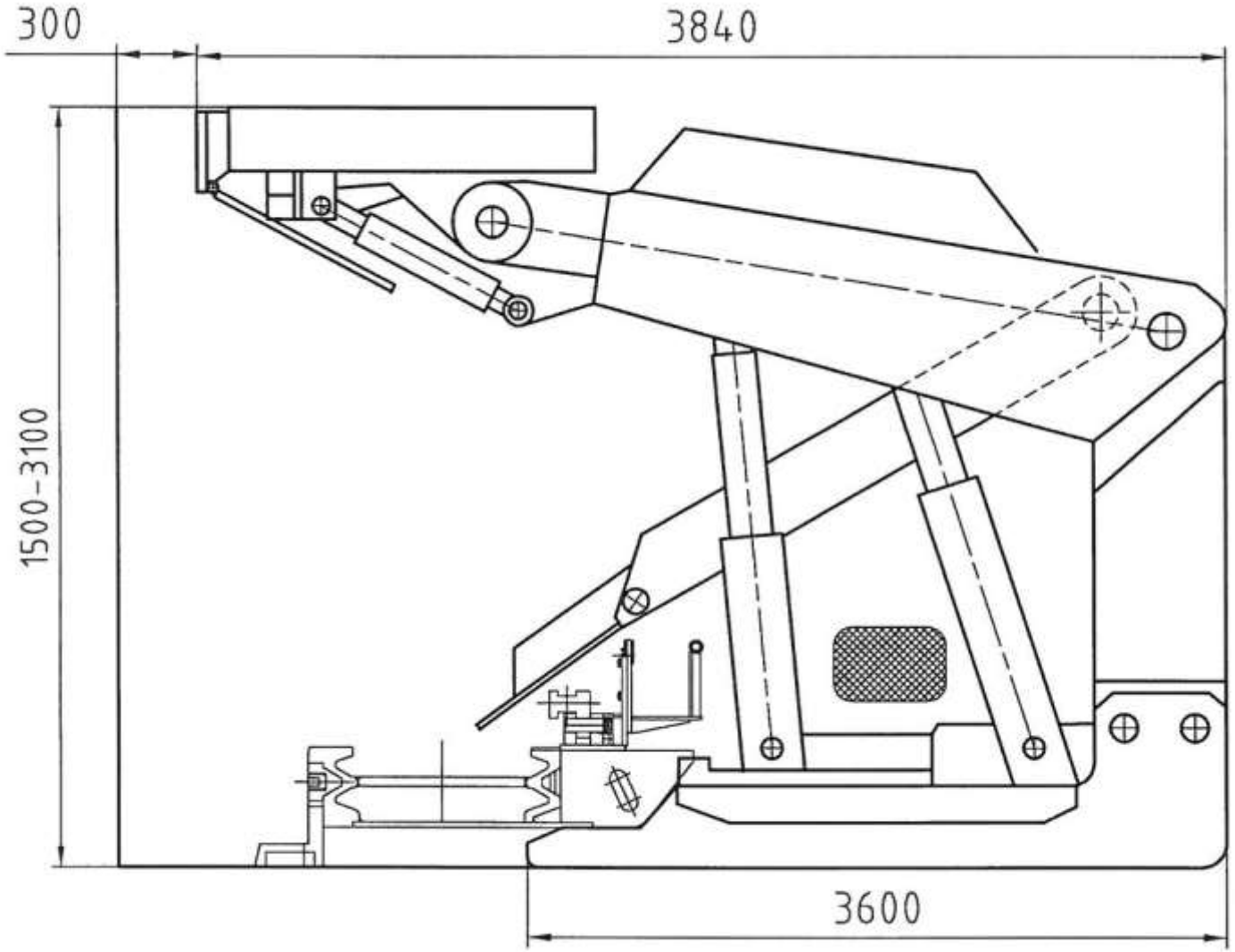


Kompleksowo zmechanizowane ściany podbierkowe są technicznie bardzo podobne do typowych scian zawałowych.

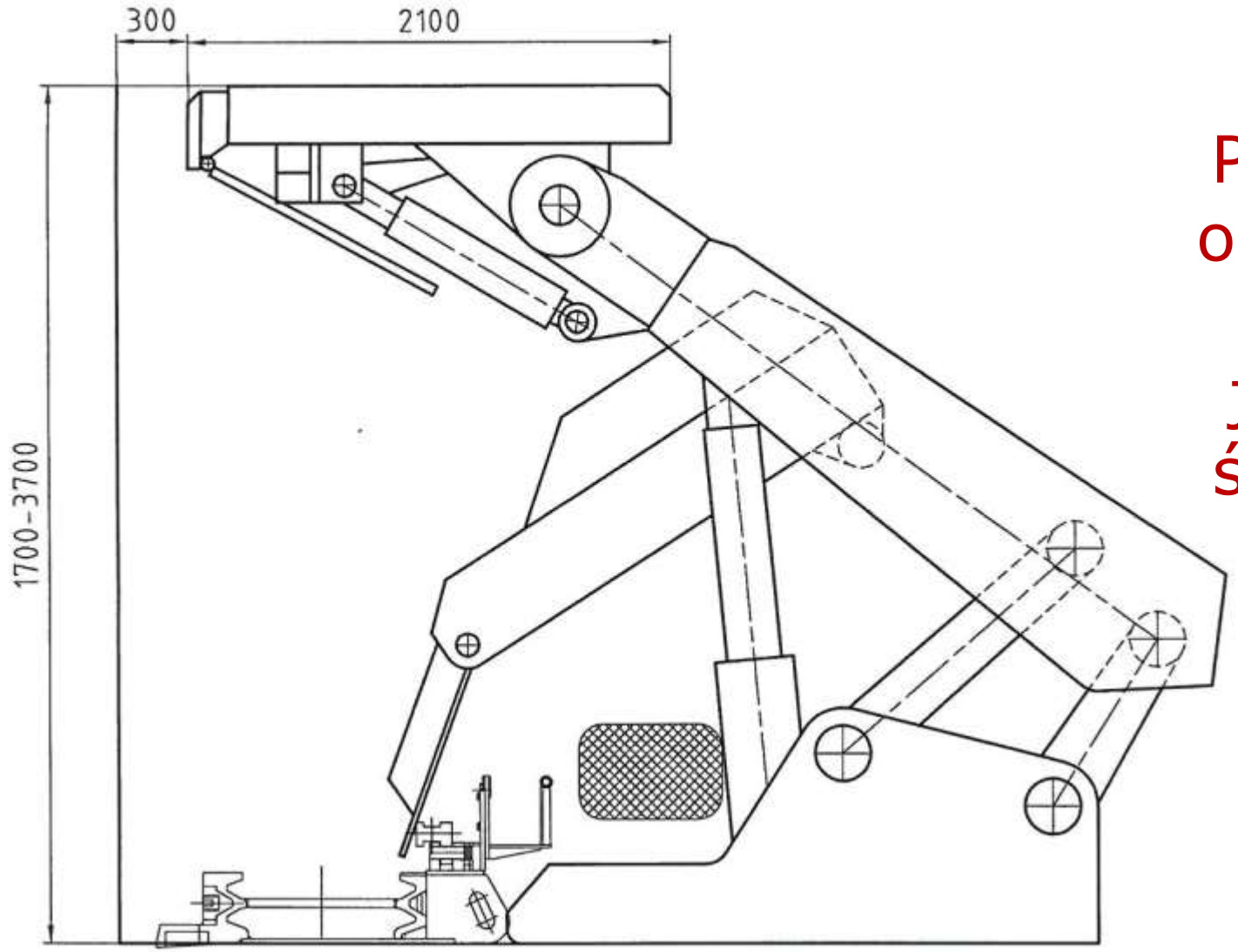




# Obudowa zmechanizowana FAZOS 15/30-Oz do jednoprzenośnikowych ścian podbierkowych z wypuszczaniem węgla przez okno spustowe – obudowa z przegubem centralnym

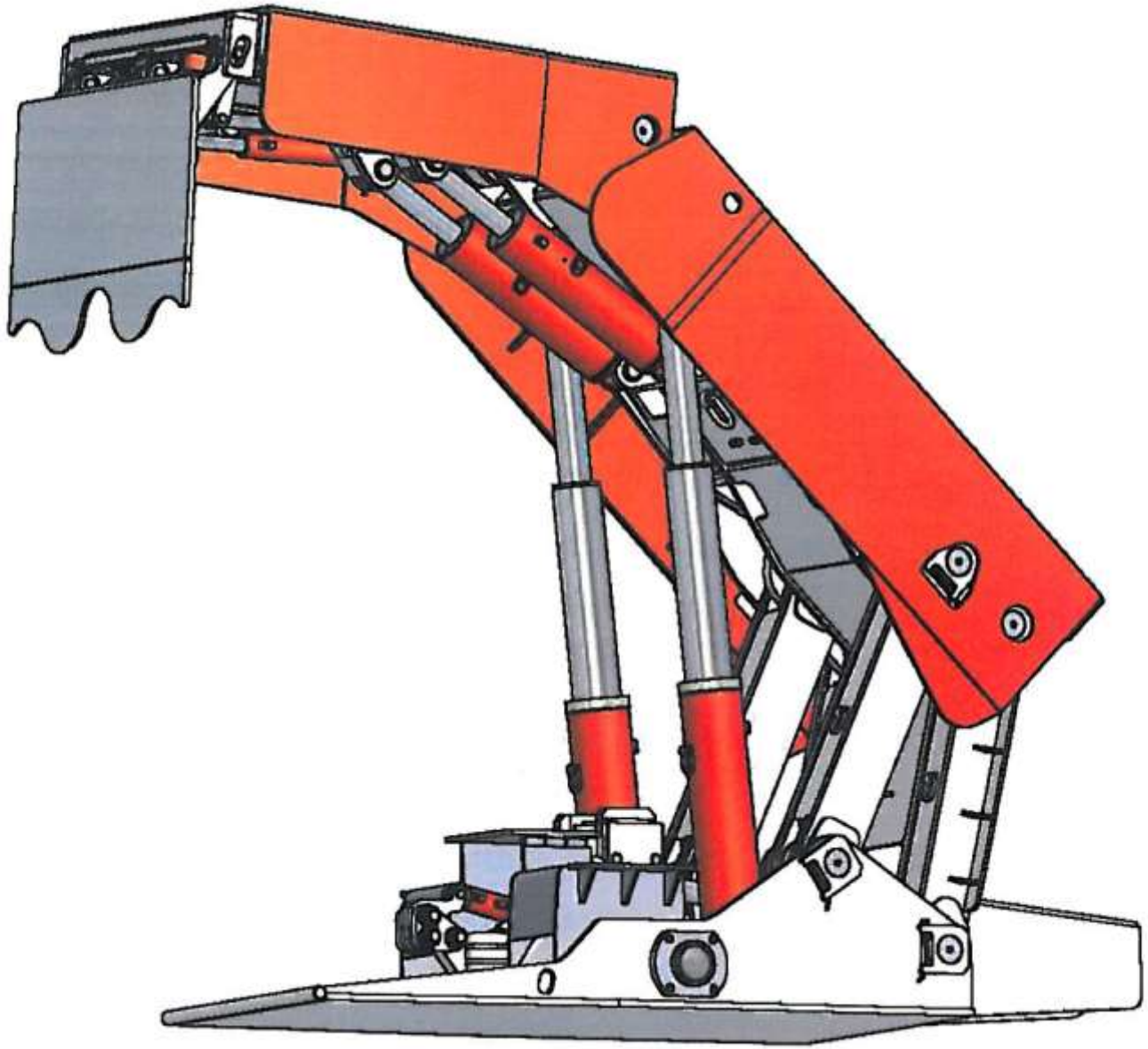



FAMUR



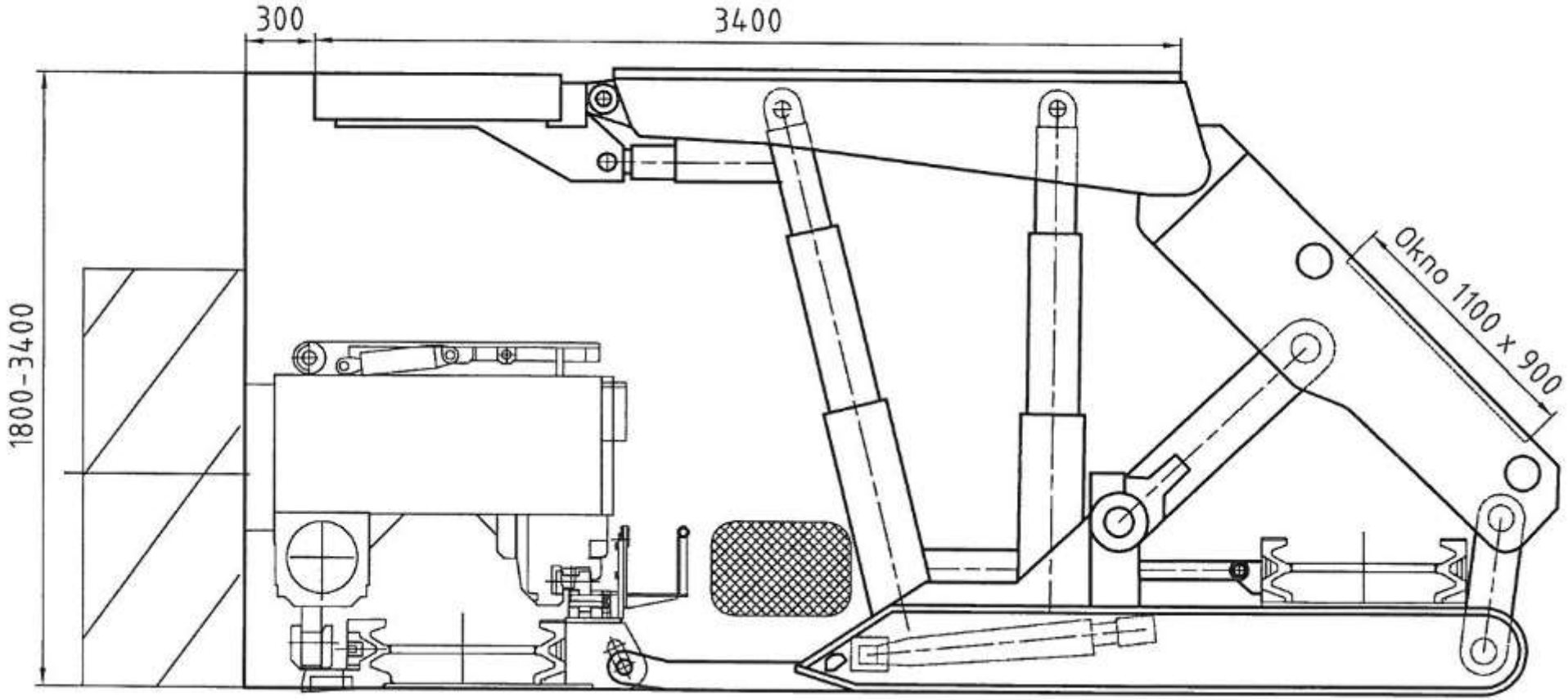

# Projekt lemniskatowej obudowy podbierkowej FAZOS do jednoprzenośnikowej ściany podbierkowej z oknem spustowym

FAMUR



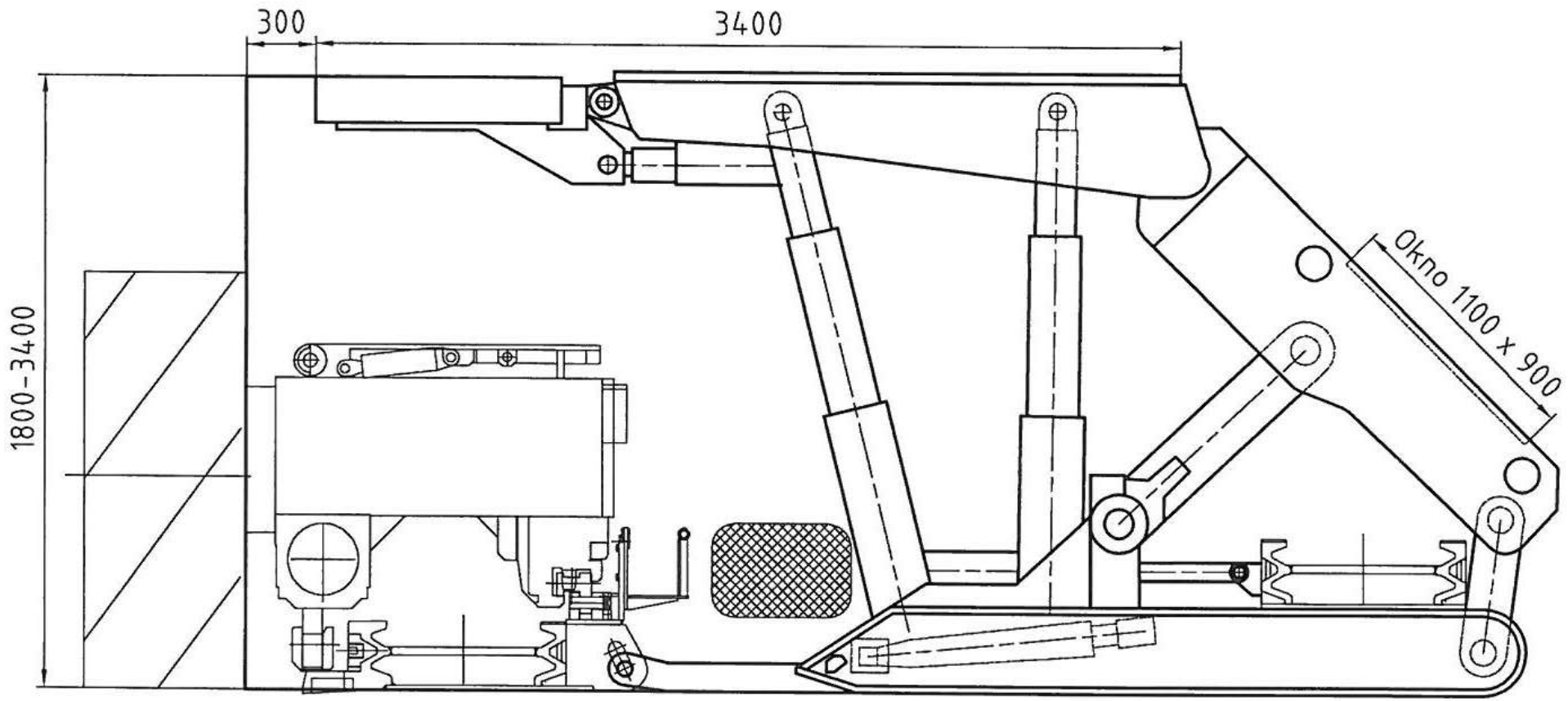
Obudowa zmechanizowana Glinik 22/42 Poz do jednoprzenośnikowych ścian podbierkowych z wypuszczaniem węgla przez opuszczanie stropnicy sekcji (metoda VMM)

FAMUR



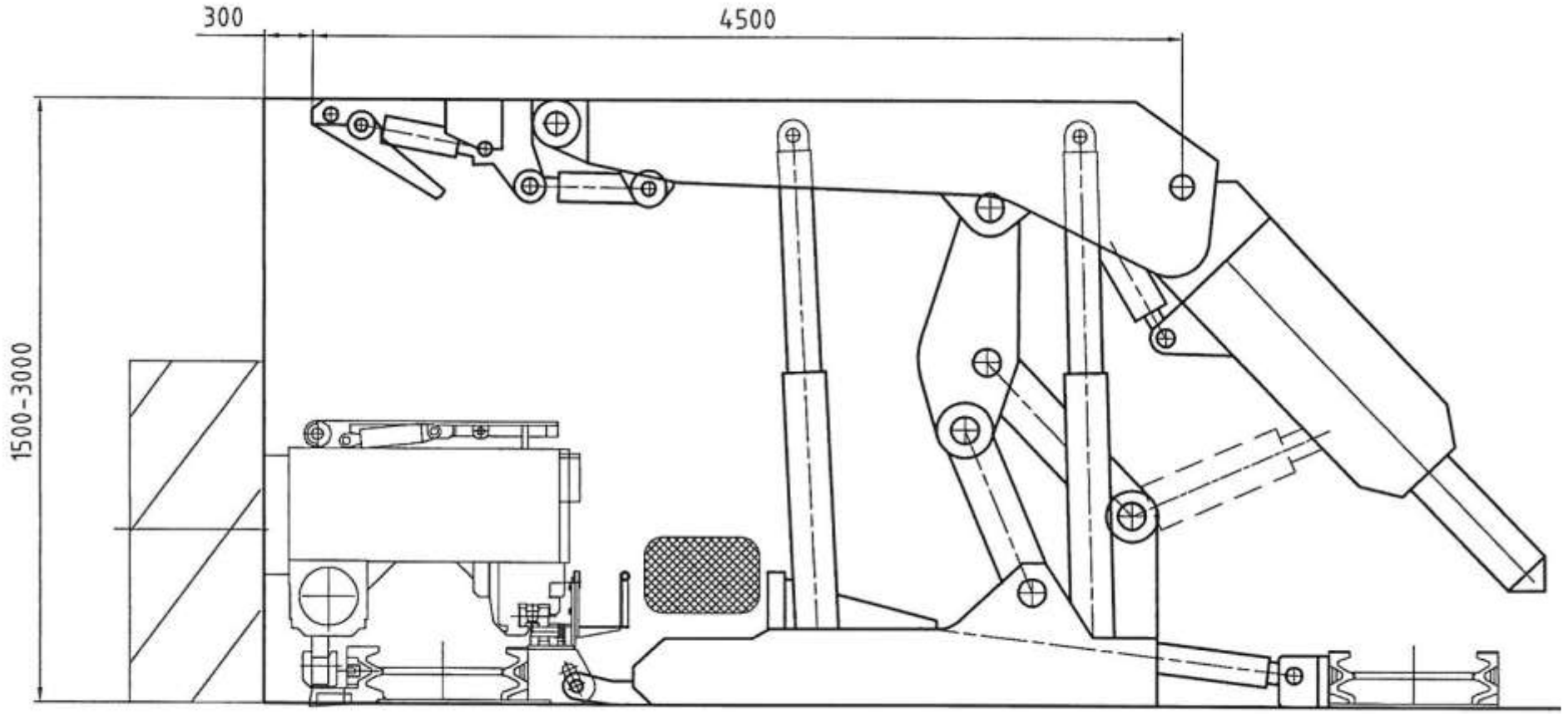

Obudowa zmechanizowana FAZOS 18/34-Poz do dwuprzenośnikowych ścian podbierkowych z dwoma przenośnikami ścianowymi (tylny prowadzony na wydłużonej w tył spągnicy sekcji)

FAMUR

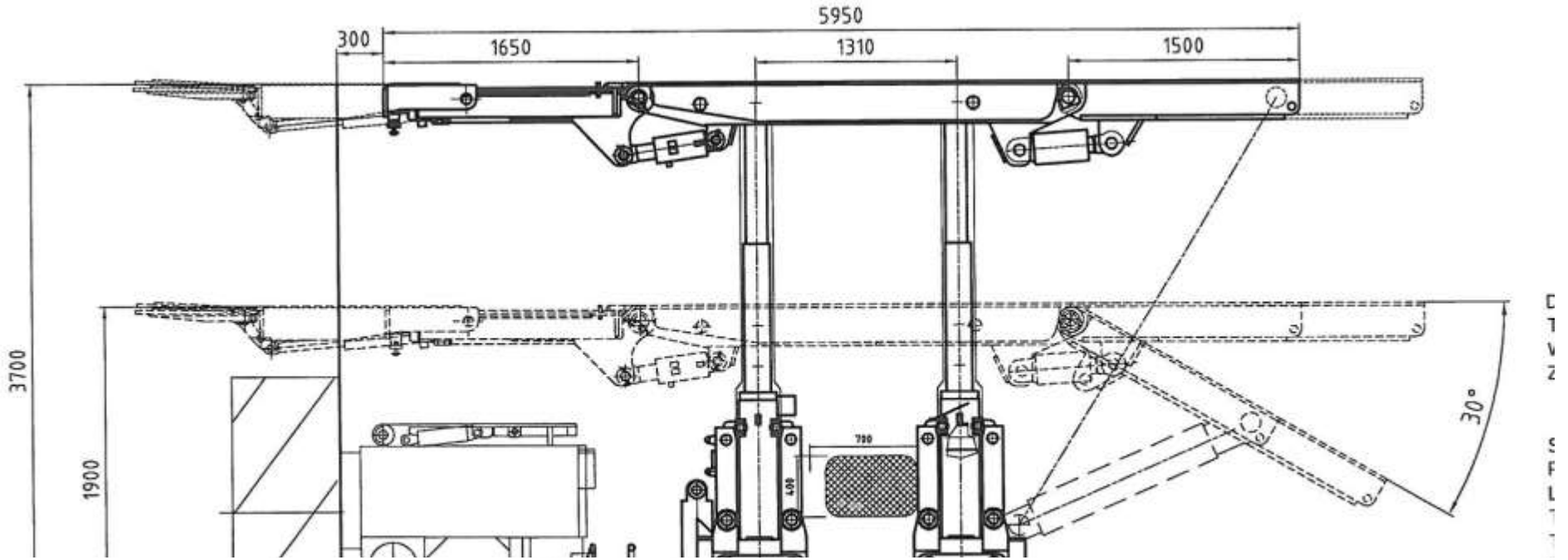



Rys.1 Obudowa zmechanizowana FAZOS 18/34-POz
współpracująca z dwoma przenośnikami.

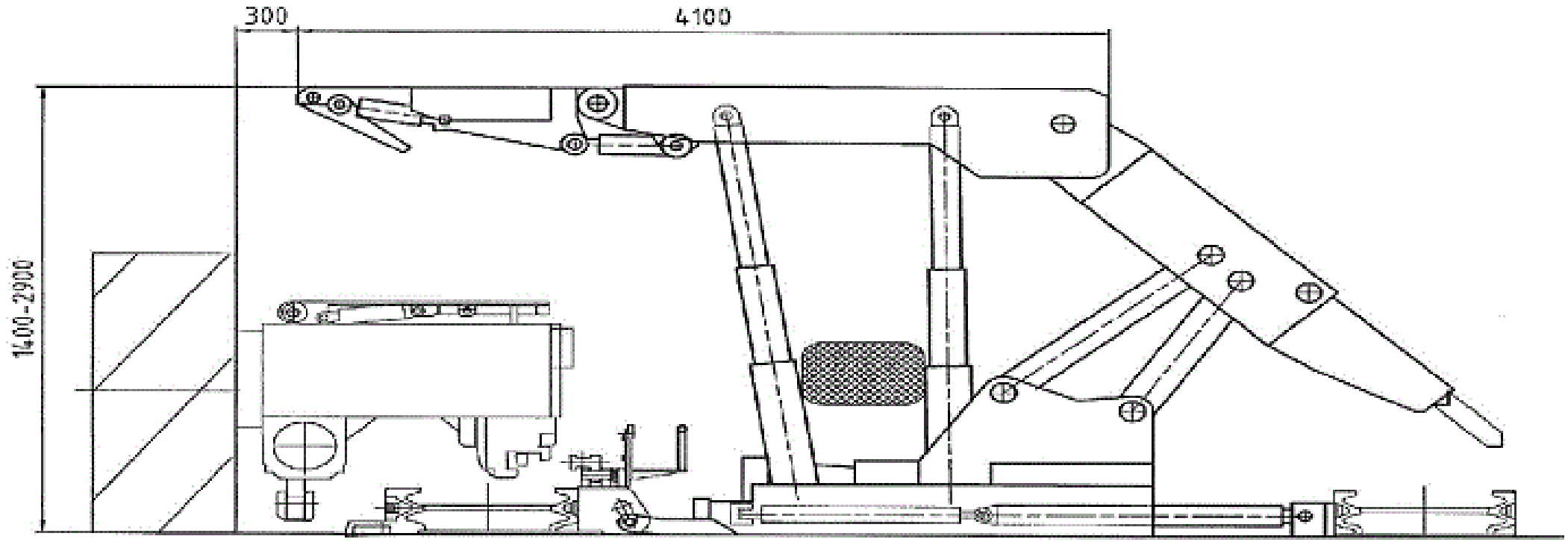
# Podporowa obudowa podbierkowa FAZOS 15/30-POz do dwuprzenośnikowych ścian podbierkowych




FAMUR



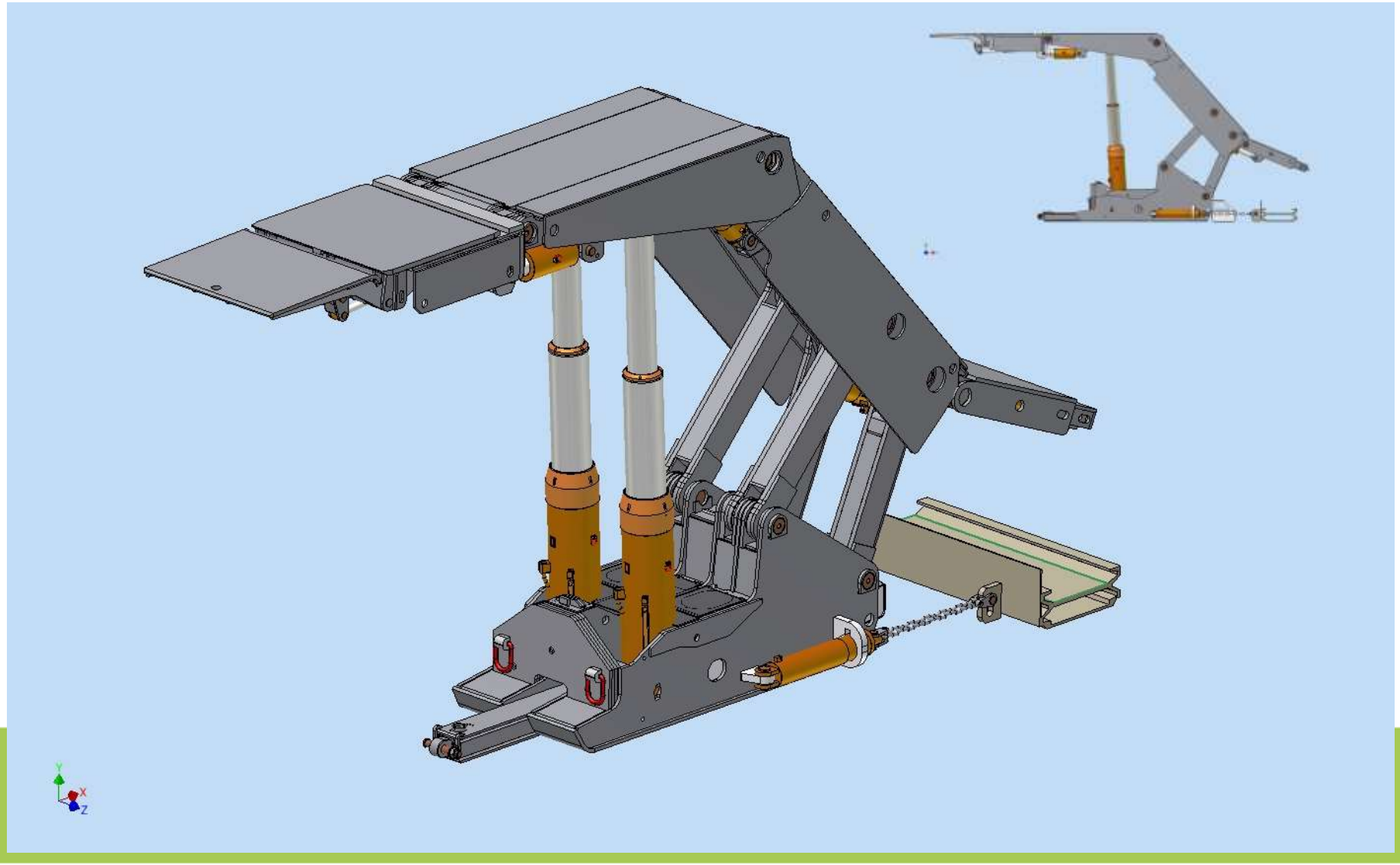

. Obudowa zmechanizowana FAZOS 19/39-Pp współpracująca z dwoma przenośnikami. Przesyp usytuowany za obudową.

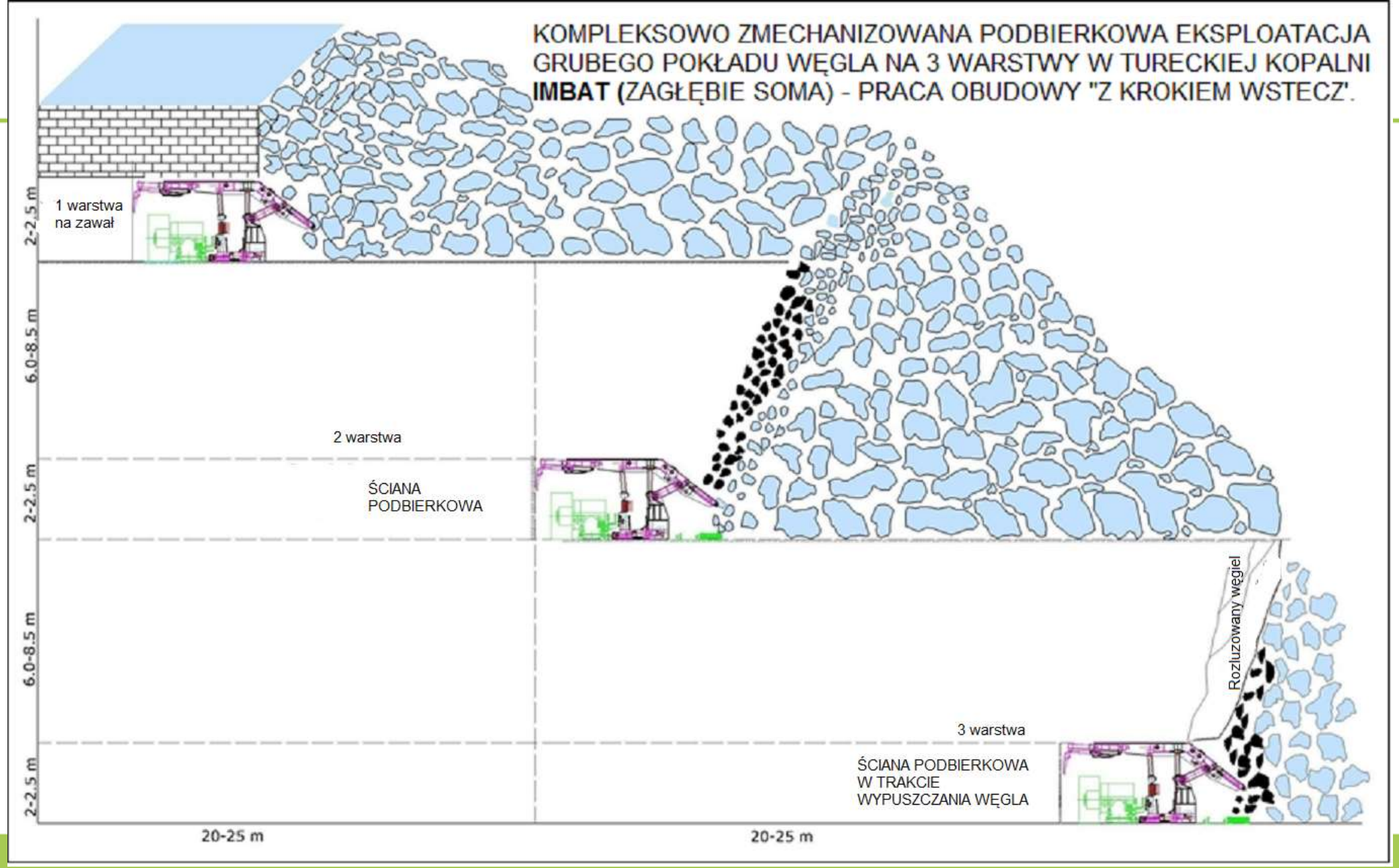



Obudowa zmechanizowana FAZOS 14/29-POz
współpracująca z dwoma przenośnikami.
Przesyp usytuowany nisko za obudową.

FAMUR

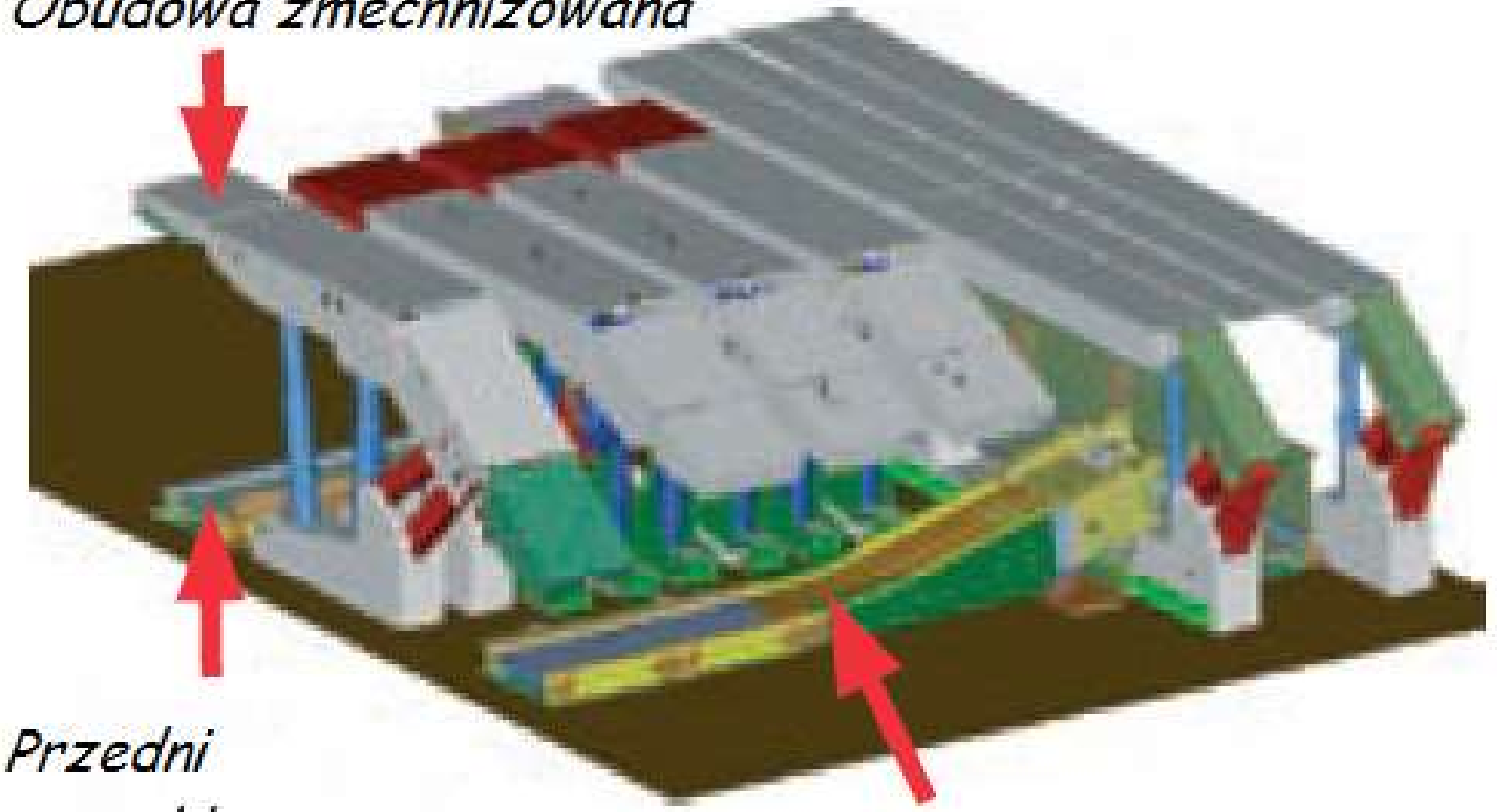
# Lemniskatowa obudowa podbierkowa z FAZOS-u (dwuprzenośnikowy system podbierkowy) - projekt




KOMPLEKSOWO ZMECHANIZOWANA PODBIERKOWA EKSPLOATACJA GRUBEGO POKŁADU WĘGLA NA 3 WARSTWY W TURECKIEJ KOPALNI IMBAT (ZAGŁĘBIE SOMA) - PRACA OBUDOWY "Z KROKIEM WSTECZ'.
1 warstwa na zawał
2-2.5 m
6.0-8.5 m
2 warstwa
ŚCIANA PODBIERKOWA
2-2.5 m
6.0-8.5 m
Rozluzowany węgiel
3 warstwa
ŚCIANA PODBIERKOWA W TRAKCIE WYPUSZCZANIA WĘGLA
2-2.5 m
20-25 m
20-25 m

FAMUR

## Obudowa zmechnizowana



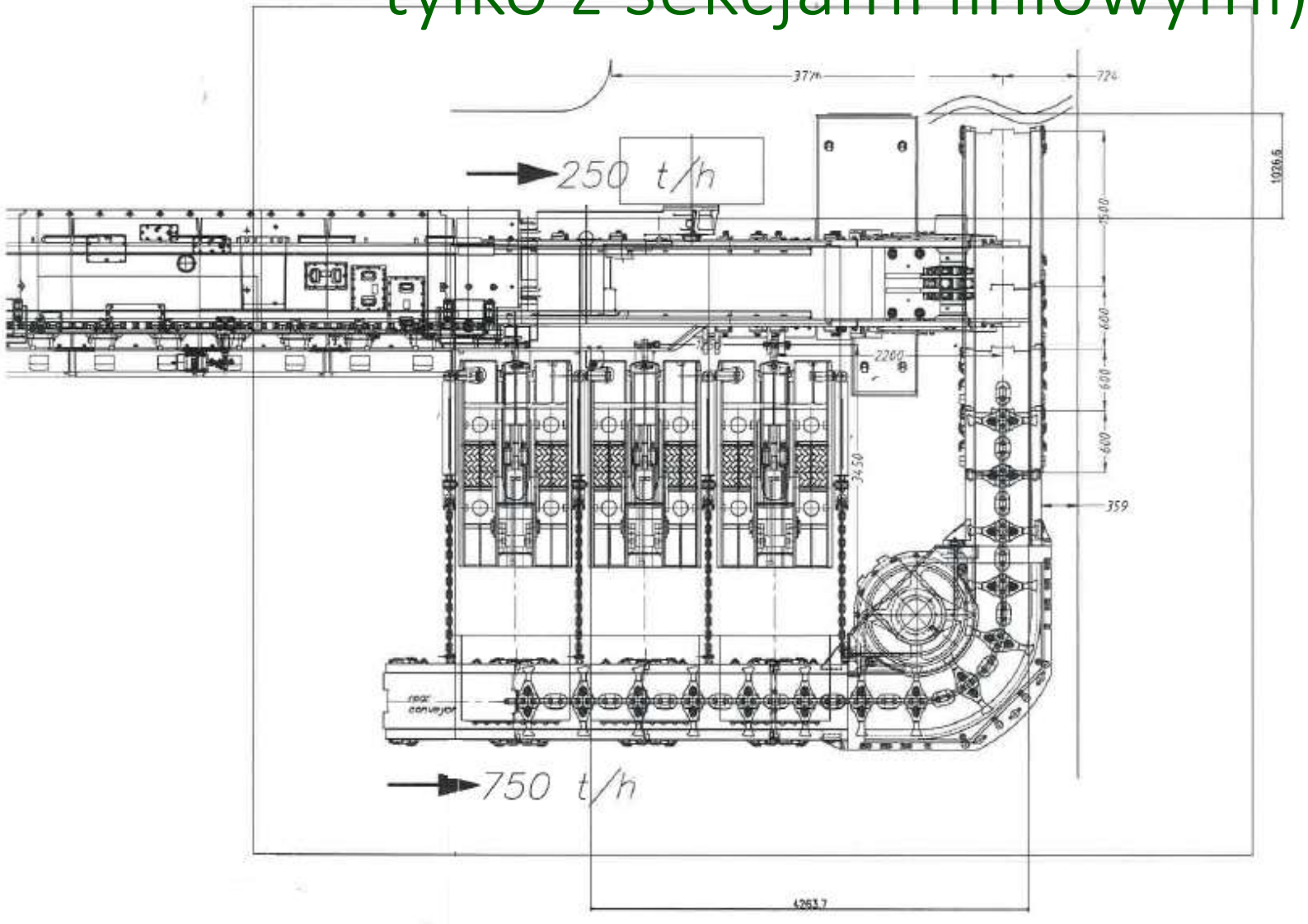
Przedni zgrzebłowy przenośnik ścianowy

Tylny (podbierkowy) przenośnik zgrzebłowy

Oferowane przez chińskich producentów dwuprzenośnikowe ściany podbierkowe mają skomplikowane rozwiązania obudów na skrzyżowaniu ściana-chodnik (2-3 rodzaje sekcji) – sekcja chodnikowa ma masę 92Mg

FAMUR

# Kopalnia Imbat –rozwiązanie wysypu ze ściany podbierkowej (z tylnym przenośnikiem kątowym i tylko z sekcjami liniowymi)






Obudowa zmechanizowana FAMUR FRS-16/26 do dwuprzenośnikowej ściany podbierkowej

FAMUR




Obudowa FAMUR 16/26 wyposażona jest w stropnicę wychylno-wysuwną




System osłon uchylno-wysuwnych do wypuszczania węgla na tylny przenośnik

FAMUR


FAMUR
FAMUR
FAZOS

Podbierkowy kompleks ścianowy z kombajnem KGS-245N, obudową FAMUR-16/26 i przenośnikiem ścianowym PSZ-750 dla tureckiej kopalni Imbat w trakcie tzw. testu kompatybilności, czyli realizowanego w obecności przedstawicieli klienta testu współpracy urządzeń i ich zgodności z kontraktem.





# DZIĘKUJĘ ZA UWAGĘ

**FAMUR S.A.**
ul. Armii Krajowej 51
40-698 Katowice

tel.: +48 32 359 63 00
fax: +48 32 359 66 77
famur@famur.com.pl

**Kompleksowe rozwiązania dla górnictwa**

FAMUR

**www.famur.com.pl**

# Rola samorządu w procesach restrukturyzacji górnictwa na przykładzie kopalni rejonu Rybnika”

Jacek Herok



Polska Grupa Górnicza Sp. z o.o.
Oddział KWK ROW
Ruch Jankowice



Polska Grupa Górnicza Sp. z o.o.
Oddział KWK ROW
Ruch Chwałowice

Kopalnie węgla kamiennego w naszym rejonie prowadzą eksploatację bezpośrednio pod terenami Miast. Pod terenem Rybnika, co roku jest wybierane 3 do 4 mln ton węgla.

Szkody górnicze zawsze są poważnym problemem mieszkańców terenów górniczych. Nie można nigdy powiedzieć, że mieszkańcy przyzwyczaili się do stałych remontów, pochylania się ich domów, pękania ścian, zacinania się okien i drzwi, powstawania nierówności na drogach i chodnikach itp. Dodatkowo ogromny stres powstaje podczas często odczuwanych wstrząsów wysokoenergetycznych. W niektórych dzielnicach Miasta mieszkańcy w sposób trwały są narażeni na osiadanie terenu, wstrząsy wysokoenergetyczne i związane z tymi zjawiskami szkody górnicze. Przejeżdżając samochodem, a najlepiej na rowerze przez wyboiste drogi w takich dzielnicach Miasta Rybnika jak Meksyk, Brzeziny, Chwałowice, Radziejów, Niedobczyce i Niewiadom z przerażeniem oglądamy pochylone domy, pęknięte ściany domów i ze smutkiem oceniamy konsekwencje podziemnej eksploatacji. Poszkodowani mieszkańcy dość często czują się bezsilni i z obawą patrzą w przygotowywane kolejne plany ruchu i związane z nimi prognozy osiadań i wstrząsów. Spotkania mieszkańców z dyrekcjami kopalń bardzo często są burzliwe, gdyż kolejne planowane eksploatacje narażają ich na kolejne niedogodności związane z niszczeniem majątku. Coraz częściej mamy do czynienia z protestami mieszkańców terenów górniczych. Mieszkańcy terenów narażonych na szkody górnicze protestują przeciwko nowym koncesjom na wydobycie. W listach, protestach, petycjach do władz Miasta Rybnika żądają zaprzestania dalszej eksploatacji pod ich domami.

Jednak trudno zrezygnować z wybierania kolejnych pokładów bogatych złóż węgla kamiennego w naszym regionie. Górnictwo węgla kamiennego na naszych ziemiach istnieje już ponad 200 lat. Wiele pokoleń górników zapewniło dostatni byt swoich rodzin dzięki zatrudnieniu na kopalniach i zakładach ściśle kooperujących z kopalniami. Kopalnie nadal mają duże

złoża węgla do wybrania, a zatem mają perspektywy sprawnego funkcjonowania jeszcze przez wiele lat. Przedsiębiorstwa zajmujące się wydobyciem węgla płacą podatki. Płacą je również do kasy Miasta górnicy zatrudnieni na kopalniach. Gdyby dobrze policzyć, to pieniądze wpływające do kasy Miasta z tytułu różnych podatków w zasadniczej większości pochodzą z górnictwa oraz firm ściśle kooperujących z górnictwem. Jeszcze w latach 60. XX wieku Rybnik był miastem zamieszkiwanym przez około 30 tys. mieszkańców. Dzięki rozwojowi przemysłu wydobywczego w latach 70. osiągnął około 150 tys. mieszkańców, a więc 5 razy więcej. W ostatnich latach liczba mieszkańców znowu się zmniejsza, jednak nadal jest to ponad 130 tys. Można kalkulować, ze około połowa z tych mieszkańców żyje z pieniędzy zarobionych bezpośrednio na kopalniach, bądź w firmach współpracujących z górnictwem.

Władze samorządowe muszą znaleźć metodę, aby pogodzić obie strony naturalnego konfliktu na naszym terenie – mieszkańców niemogących się pogodzić z ciągłym rujnowaniem ich dorobku oraz mieszkańców – pracowników górnictwa, którzy zarabiają na kopalniach i zasilają kasę miejską podatkami.

## NAJWAŻNIEJSZE JEST ZAPEWNIENIE BEZPIECZEŃSTWA PRZED PLANOWANĄ EKSPLOATACJĄ

Pod Rybnikiem stale trwa intensywna eksploatacja węgla. Terenami górniczymi, pod którymi wydobywa się węgiel są dzielnice Meksyk i Brzeziny, wschodnie, południowe i południowo zachodnie tereny Chwałowic, Radziejów, Niedobczyce i Niewiadom. W ciągu najbliższych trzech lat powinna zakończyć się eksploatacja pod terenami Niedobczyc, gdyż kopalnia „Marcel" skończy eksploatację ostatniego pokładu w tym rejonie – pokładu $712/_{1\text{-}2}$. Władze Miasta muszą dbać o bezpieczeństwo wszystkich mieszkańców, w tym przede wszystkim tych zamieszkujących tereny, pod którymi jest prowadzona eksploatacja. Pod wpływami górniczymi w Rybniku znajduje się około 400 obiektów. Wśród nich są budynki osiedlowe, szkoły, sklepy, ośrodki zdrowia, kościoły, sale widowiskowe w domach kultury itd. Stan niektórych domów jednorodzinnych jest zły, a komfort zamieszkujących je rodzin jest trudny. Obecnie na terenie Miasta Rybnika jest około 40 obiektów, których pochylenie przekracza 15‰. Do projektowania kolejnej eksploatacji pod dzielnicami Miasta należy podchodzić z dużą ostrożnością – szczególnie w tych dzielnicach, gdzie wcześniejsza eksploatacja wyrządziła znaczne szkody górnicze w obiektach na powierzchni. Wszystkie obiekty przed kolejną eksploatacją należy coraz lepiej zabezpieczać. Chcemy, aby kopalnie zabezpieczyły wszystkie obiekty na powierzchni – w taki sposób, aby ich odporność na prognozowane szkody górnicze była równa lub wyższa od kategorii terenu górniczego. Przed zaopiniowaniem planu ruchu kopalń prosimy o przedstawienie badań odporności poszczególnych obiektów na terenach zagrożonych, na prognozowaną kategorię terenu górniczego. W szczególności dotyczy to terenów, na których dodatkowo występują wstrząsy wysokoenergetyczne, ale po doświadczeniach Miasta Bytomia, gdzie zawaliło się kilka budynków na osiedlu mieszkaniowym Bytom Karb uważamy, że wszystkie obiekty na terenach, na których prognozowane są szkody górnicze powinny być zinwentaryzowane i rzeczoznawca budowlany powinien określić odporność obiektu na szkody górnicze i w przypadku, gdy prognozowana kategoria terenu górniczego jest wyższa niż odporność obiektów – przed rozpoczęciem eksploatacji obiekty te należy odpowiednio wzmocnić.

Kopalnie Marcel i Rydułtowy prowadzą eksploatację pod terenami Niedobczyc i Niewiadomia. Głęboka eksploatacja na poziomie powyżej 1000 m z grubą warstwą piaskowca w nadkładzie nad pokładami węgla dość często wywołuje wstrząsy wysokoenergetyczne. Informacje o zaistniałych wstrząsach są przesyłane do Miejskiego Centrum Kryzysowego – gdzie każdy

mieszkaniec może uzyskać informację o wstrząsach o energii $E \geq 10^5$ J. O każdym większym wstrząsie (o energii $E \geq 10^6$ J) wywołanym eksploatacją szczególnie ruchów „Rydułtowy" i „Marcel" szeroko rozpisuje się prasa lokalna, przeprowadzając wywiady o odczuciach mieszkańców, którzy znaleźli się w strefie wpływu. Wstrząsy są rejestrowane również w stacji sejsmologicznej w Raciborzu jako trzęsienie ziemi o sile 2–3 w skali Richtera. Każda eksploatacja projektowana przez kopalnie Marcel i Rydułtowy jest oceniana przez Komisję ds. Ochrony Powierzchni Wyższego Urzędu Górniczego. Naukowcy z wielu najlepszych polskich ośrodków naukowo-badawczych oceniają stopień bezpieczeństwa na powierzchni w czasie projektowanej eksploatacji. Przed oceną ekspertów kopalnie zlecają badania wszystkich obiektów na powierzchni w rejonie prognozowanych osiadań oraz wstrząsów wysokoenergetycznych. Na spotkaniu komisji w Wyższym Urzędzie Górniczym działalność tych kopalń jest oceniana przez rzeczoznawców w obecności przedstawicieli samorządów miast, pod którymi będzie prowadzona eksploatacja. Kopalnie Chwałowice i Jankowice prowadzą eksploatację coraz głębiej, a stan techniczny wielu obiektów, pod którymi wielokrotnie prowadzono eksploatację w kolejnych pokładach węglowych, wymaga bardzo dokładnych oględzin, aby stwierdzić jednoznacznie czy ich stan pozwala na kolejne osiadania i wstrząsy. Należałoby rozważyć czy kopalnie „Chwałowice" i „Jankowice" nie powinny przedstawiać swoich planów i zamierzeń przed specjalistyczną Komisją Ochrony Powierzchni przy Wyższym Urzędzie Górniczym.

W Rybniku w ramach opiniowania planów ruchu kopalń są organizowane spotkania przedstawicieli kopalń z Komisją Przemysłu Górniczego Ekologii i Rolnictwa Rady Miasta Rybnika oraz z mieszkańcami poszczególnych dzielnic Miasta. Wstępną opinię i uwagi do planu ruchu kopalń wyrażają Rady Dzielnic oraz Wydziały Dróg, Architektury, Inwestycji Miejskich i Infrastruktury oraz Gospodarki Komunalnej Urzędu Miasta, a więc wydziały, które odpowiadają za obiekty miejskie, na które może mieć wpływ podziemna eksploatacja. Wszystkie uwagi dotyczące projektowanej eksploatacji przesyłane są do Dyrekcji Kopalń z prośbą o uwzględnienie ich w planie ruchu. Ujęcie tych uwag w planie ruchu pozwala na jego pozytywne zaopiniowanie Postanowieniem Prezydenta Miasta. Uzgadnianie planów ruchu kopalń koordynuje powołany w 2004 roku Pełnomocnik Prezydenta Miasta ds. Górnictwa.

Po przejściu frontu eksploatacyjnego i uspokojeniu się terenu, służby kopalniane przystępują do oceny szkód górniczych, spisania ugód i ich usuwania. Jednak są tereny na których stałe usuwanie szkód górniczych, zabezpieczenia na kolejną eksploatację nie przywraca wartości obiektów przed dokonaną eksploatacją i w takich przypadkach kopalnie proponują odszkodowanie za uszkodzone obiekty. Kopalnie zobowiązały się do ciągłego poprawiania stanu obiektów będących pod wpływami prowadzonej eksploatacji, względnie wypłacania odszkodowań za obiekty, których remontowanie jest nieopłacalne.

## LIKWIDACJA SZKÓD GÓRNICZYCH

Art. 146. ustawy z dnia 9 czerwca 2011 roku prawo geologiczne i górnicze (Dz. U. 2016.1131 j.t.) w pkt 1 jednoznacznie określa, że odpowiedzialność za szkodę ponosi przedsiębiorca prowadzący ruch zakładu górniczego, wskutek którego wystąpiła szkoda. Po zauważeniu szkody należy zwrócić się do kopalni, która prowadzi eksploatację z żądaniem likwidacji szkody. Po złożeniu wniosku następuje wizja w terenie i przedstawiciele kopalni w obecności poszkodowanych oceniają zakres powstałych uszkodzeń oraz zasady ich likwidacji. W tym celu jest spisywana ugoda pomiędzy przedsiębiorcą i poszkodowanym. W przypadkach spornych, gdy nie można spisać ugody – poszkodowany może wystąpić do sądu i procesie sądowym dochodzić swoich praw. Bardzo często mieszkańcy zwracają się do samorządu z prośbą o pomoc w zała-

twieniu trudnych spraw spornych. Używany jest argument, że skoro Prezydent Miasta pozytywnie zaopiniował plan ruchu kopalni, a teraz dobytek ulega zniszczeniu, to niech Prezydent pomoże rozwiązać sporne sprawy z kopalnią, oczywiście na korzyść poszkodowanego. Prezydent Miasta nie ma takich kompetencji i nie jest stroną takiego postępowania, stąd też trudno jest wyrażać opinię wspierając jedną czy drugą stronę sporu. Jednak obserwując niejako „z boku" sposoby załatwiania szkód górniczych przez poszczególne kopalnie można stwierdzić, że czasem identyczna sprawa na jednej kopalni jest załatwiana zgodnie z życzeniem poszkodowanego, a na innej kopalni tak nie jest i konieczne są procesy sądowe. Mieszkańcy narażeni na szkody górnicze oczywiście są wrogo nastawieni do eksploatacji pod ich domami i trudno się temu dziwić. Uciążliwości życia w budynku stale narażonym na pochylanie się, wstrząsy, a przy tym regularnie co 2–3 lata remontowanym, prowadzą do bardzo pesymistycznej oceny eksploatacji pod ich domami i górnictwa w ogóle. W tym miejscu stale jest dużo do zrobienia, aby pomagać w miarę jak najbezpieczniej przejść przez katorgę stałego rujnowania i odbudowywania ich posiadłości. Władze samorządowe stoją zawsze na rozdrożu. Z jednej strony są wybrani i reprezentują mieszkańców miasta, a w związku z tym mają dbać o dobytek tych mieszkańców, nie pozwalając na degradację i rujnowanie prywatnych własności. Jednak z drugiej strony muszą dbać o rozwój Miasta dbać o zakłady pracy zapewniające pracę dla mieszkańców Miasta, aby mogli sprzedawać swoją pracę w tych zakładach i zarabiając pieniądze mogli zapewnić bezpieczny byt dla siebie i swoich rodzin. To jest największy problem jak pogodzić konieczność coraz tańszej eksploatacji węgla z ochroną majątków mieszkańców oraz infrastruktury miejskiej. Tania eksploatacja to eksploatacja ścianami – grubych pokładów 1,5—3 m i w technologii na zawał, a taka technologia powoduje stosunkowo największe szkody górnicze na powierzchni. Miasto nie jest stroną w postępowaniu odszkodowawczym o likwidację powstałych szkód górniczych chyba, że szkody te zostały stwierdzone w infrastrukturze miejskiej – to jest w obiektach (szkoły, domy kultury, ośrodki zdrowia) względnie na drogach, chodnikach, mostach, itp. Niestety o odszkodowanie z tytułu szkód górniczych musi się starać osoba poszkodowana.

Postępująca degradacja terenów górniczych doprowadza w końcu do sytuacji kiedy nie opłaca się dalej remontować, i trzeba zapłacić odszkodowanie za zniszczony obiekt. Odszkodowanie powinno być takie, że pozwoli na odtworzenie zniszczonego obiektu. W tym miejscu jest jednak kilka spraw, które podnoszą poszkodowani – skarżąc się, że nie otrzymują odpowiedniej rekompensaty za dany obiekt.

Sprawa wartości obiektu. Rzeczoznawca oceniający wartość obiektu powinien oceniać standard obiektu przed wystąpieniem szkód górniczych. Jeżeli ocenia obecny stan obiektu nie uwzględniając wielokrotnych remontów, to taka ocena jest niesprawiedliwa.

Możliwość odtworzenia obiektu w innym miejscu jest trudna dla poszkodowanego. Zwykle wypłacana jest rekompensata za zniszczony obiekt bez jednoczesnego wykupu działki na której obiekt stoi. Przedsiębiorca stoi na stanowisku, że działka nie jest zniszczona i można ją nadal użytkować, ale ta działka straciła przecież na wartości, gdyż obecnie nie jest miejscem na którym można budować nowy dom, nie narażając się na dalsze konsekwencje eksploatacji podziemnej. Gdyby przedsiębiorca wykupił działkę w cenie działki budowlanej to jest w takiej cenie jaka była przed rozpoczęciem eksploatacji, to poszkodowany mógłby kupić podobną działkę w innym terenie i nowy dom, wybudowany na terenie bez wpływów eksploatacji górniczej pozwoliłby poszkodowanej rodzinie odmienić swój los. W Rybniku jest bardzo duża ilość działek, na których można budować domy i istnieje możliwość budowy domów poza terenami górniczymi, jednak wymagana byłaby tu większa współpraca na linii przedsiębiorca – poszkodowany.

Kolejną sprawą jest zdolność do budowy nowego domu dla starszych ludzi, którzy swój dom jednorodzinny traktują jako dorobek swojego życia osiągnięty bardzo ciężką pracą (dość często w górnictwie) i ten dorobek zamierzają przekazać swoim spadkobiercom. Może byłyby czasem możliwości odtworzenia domu rodzinnego w innym miejscu, tak aby można było zachować jego wartość. Oczywiście nie chodzi tu o przeniesienie domu na inny teren. Jako przykład takich możliwości proponuję zapoznać się z akcją likwidacji domów z wykupionych przez Miasto Rybnik terenów, na których będzie budowana droga Pszczyna Racibórz. Droga ta ma niezwykle ważne znaczenie dla mieszkańców Miasta, gdyż w znakomity sposób ułatwia ominięcie centrum Miasta w ruchu drogowym, a jednocześnie ułatwia połączenie Miasta z autostradą A1 w Rowniu. Urząd Miasta w ramach akcji wysiedlenia mieszkańców z terenów budowanej drogi zorganizował giełdę nieruchomości, gdzie można było wyszukać domy przeznaczone na sprzedaż o podobnej wartości, jak ten, który musi ulec wyburzeniu. Rzeczoznawcy, którzy wyceniali domy przeznaczone do wyburzenia pomogli wielu ich właścicielom wybrać domy o podobnej wartości w innych dzielnicach Miasta. Kilka poszkodowanych rodzin skorzystało z takiej formy odszkodowania. Są poszukiwane nowe inicjatywy rekompensowania zniszczonych przez eksploatację górniczą domów jednorodzinnych. W każdej sytuacji spornej pomiędzy poszkodowanymi przez szkody górnicze i przedsiębiorcą samorząd - przez działanie Prezydenta Miasta i jego zastępców, radnych, rady dzielnic oraz urzędników stara się doprowadzić do kolejnych spotkań, rozmów, dla wypracowania rozwiązań satysfakcjonujących skonfliktowane strony. Oczywiście, staramy się otoczyć ochroną poszkodowanych, ale wszystkie sporne sprawy muszą być załatwione ugodowo.

## WSPÓŁPRACA POMIĘDZY PRZEDSIĘBIORCĄ GÓRNICZYM I SAMORZĄDEM POZWALA WYPRACOWAĆ ROZWIĄZANIA KORZYSTNE DLA MIASTA I GÓRNICTWA

Tereny, pod którymi jest prowadzona eksploatacja węgla ulegają degradacji. Systematycznie wybieranie pokładu po pokładzie powoduje stałe osiadanie terenu. Zakłóceniu ulegają stosunki wodne – cieki i potoki zalewają niecki powstałe w wyniku osiadania terenu. Początkowo powiększające się zalewiska stanowią niewielkie stawy, na których rozwija się roślinność wodna. W miejscu gdzie uprawiano grunty rolne w powstałych zalewiskach można hodować ryby. Po latach jednak zalewiska powiększają się i aby utrzymać poziom wody, który nie będzie zagrażał sąsiadującym z zalewiskiem budynkom mieszkalnym buduje się pompownie. Kopalnie obsługują te pompownie utrzymując określony poziom wody z zachowaniem możliwości retencjonowania wody na wypadek ulewnych deszczów.

W art. 147. 2. ustawy z dnia 9 czerwca 2011 r. prawo geologiczne i górnicze stwierdzono: naprawienie szkody w gruncie rolnym lub leśnym zdegradowanym lub zdewastowanym na skutek ruchu zakładu górniczego następuje w sposób określony przepisami o ochronie tych gruntów (Dz. U. 2016.1131 j.t.). Szkody górnicze w gruntach rolnych i leśnych należy usuwać przez rekultywację, czyli zgodnie z Rozdziałem 5 art. 20–22 ustawy z dnia 3 lutego 1995 roku o ochronie gruntów rolnych i leśnych (Dz. U. 2015.909 j.t). Art. 20 tej ustawy określa, ze „osoba powodująca utratę albo ograniczenie wartości użytkowej gruntów jest obowiązana do ich rekultywacji na własny koszt".

Na terenach zdegradowanych konieczne jest przeprowadzenie rekultywacji. Kopalnie wraz z węglem wydobywają ogromne ilości odpadów wydobywczych. Kamień wydobyty z dołu kopalni nadaje się do prowadzenia niwelacji terenu na powierzchni. Zniwelowany teren przy użyciu odpadów wydobywczych pokrywany jest warstwą glebotwórczą i wysiewane są trawy, krzewy i drzewa. W Rybniku jest wiele miejsc – szczególnie w południowej i południowo za-

chodniej części dzielnicy Chwałowice, gdzie na osiadającym terenie łąki zostały zalane wodą, powstały bezodpływowe zbiorniki wodne, a obecnie zrekultywowane zamieniły się w pagórkowate tereny zielone. Na te tereny wprowadziły się dzikie zwierzęta (sarny, lisy), a mieszkańcy Chwałowic, po tych terenach chętnie spacerują, jeżdżą na rowerach, a często nawet na motorach i kładach. Tereny ponownie są zielone po przeprowadzonej rekultywacji. Takie działania przy współpracy Miasta i Kopalń są podejmowane od wielu lat. Na niektórych terenach nikt nie jest w stanie zauważyć, że pod zieloną trawą i łąkami teren był niwelowany kilkumetrową warstwą odpadów wydobywczych.

Następuje w tym miejscu swoiste połączenie interesu właścicieli zdegradowanych terenów oraz przedsiębiorcy górniczego, który prowadząc rekultywację prowadzi odzysk odpadów wydobywczych – stosując je do niwelacji terenu. Działania takie zaplanowane wcześniej przez wprowadzenie zmian w miejscowym planie zagospodarowania przestrzennego pozwalają na rekultywację zdegradowanych terenów, a jednocześnie umożliwiają wykorzystanie do tych celów odpadów wydobywczych.

Prezydent Miasta Rybnika wydał wiele decyzji o kierunku rekultywacji dla rybnickich kopalń określających zasady przeprowadzenia rekultywacji w zdecydowanej większości z wykorzystaniem odpadów wydobywczych. Wiele zdegradowanych terenów w dzielnicach Chwałowice, Meksyk, Niedobczyce i Niewiadom, zostało zrekultywowanych z użyciem odpadów wydobywczych do niwelacji terenu.

Kopalnia „Jankowice" uzyskała pozwolenie na budowę „Obiektu Północ" – to jest wzgórza rekreacyjno widokowego do poziomu 330 m n.p.m. przy użyciu odpadów wydobywczych. Obecnie obiekt osiągnął już poziom 330 m, a w II etapie obiekt zostanie poszerzony o teren byłych osadników mułowych, które w trakcie tej budowy zostaną zasypane. Deponowanie odpadów wydobywczych na terenach rekultywacji względnie niwelacji terenu jest prowadzone w ścisłym współdziałaniu kopalń i samorządu Miasta Rybnika. Każda rekultywacja jest poprzedzana decyzją Prezydenta Miasta Rybnika, po zasięgnięciu opinii Komisji Przemysłu Górniczego Ekologii i Rolnictwa Rady Miasta Rybnika. Tak więc przedstawiciele mieszkańców – samorząd bierze aktywny udział w procesie wydawania decyzji. Dość często padają dodatkowe propozycje przy okazji uzgadniania wniosków kopalń. W taki sposób kopalnia „Jankowice" wybudowała drogę technologiczną wzdłuż zachodniej i północno zachodniej części „Obiektu Północ" w Boguszowicach, którą wykorzystywała do transportu odpadów wydobywczych na coraz wyższe poziomy obiektu, a później przekazała teren drogi Miastu i powstała wygodna i malowniczo położona „droga przez zwał" łącząca ulicę Świerklańską i Tkoczów z ulicą Małachowskiego.





Obiekt Północ „droga przez zwał"

Przy okazji odzysku odpadów wydobywczych na „Obiekcie Północ” powstało najkrótsze połączenie Centrum Miasta z Dzielnicą Boguszowice. Z nowej drogi chętnie korzystają pracownicy kopalni „Jankowice”, dojeżdżając z Centrum Miasta do pracy. Takich przykładów współdziałania samorządu i kopalń węgla kamiennego w Rybniku można wskazać bardzo dużo. Przy współdziałaniu z kopalnią „Jankowice” przygotowano nową kwaterę składowiska odpadów komunalnych, a w przyszłości planuje się przygotowanie kolejnej kwatery. Przy współdziałaniu z kopalnia „Chwałowice” rozwiązano trudny problem komunikacyjny na ulicy Prostej. Ulica ta będąc jedną z najbardziej zatłoczonych ulic Miasta stale zapadała się z uwagi na szkody górnicze wywoływane eksploatacją kopalni „Chwałowice”. Po wielu dyskusjach ulicę przeniesiono na teren poza pole eksploatacyjne kopalni. Przy współpracy Kopalni i Miasta wybudowano nowy odcinek drogi w nowoczesnej technologii wraz z trzema rondami znacznie poprawiając komunikację w tej części Miasta. Kopalnia uzyskała możliwości nieskrępowanej eksploatacji, a Miasto udrożniło przepustowość dróg w tym rejonie.



Ulica Prosta zdegradowana przez szkody górnicze



Przebudowana ulica Prosta

Podobne działania podejmowane są w dzielnicy Chwałowice, gdzie w ramach prowadzonej rekultywacji terenów Mośnika i Kielowca budowany będzie wał, po którym poprowadzona zostanie kolejowa droga transportu odpadów wydobywczych, a w przyszłości planuje się wybudować drogę – obwodnicę południowo zachodnią dzielnicy – łączącą ulicę Śląską z 1 Maja. W przyszłości droga ta może zostać wydłużona o odcinek ulicy Przewozowej z dojazdem do ulicy Zwycięstwa i drogi przez zwał. Udostępnianie kopalni nieskrępowanej eksploatacji na wydzielonych polach wydobywczych jest stale konsultowane z Miastem stwarzając możliwości poprawy warunków komunikacyjnych.

Najważniejszą dla Miasta inwestycją komunikacyjną jest regionalna droga Racibórz – Pszczyna. Droga ta łącząca docelowo ulicę Raciborską, przez Wodzisławską, Chwałowicką, Świerklańską, Gotartowicką – z wyjazdem w kierunku Żor i autostrady A1 będzie obwodnicą południową Miasta. Niestety pomiędzy ulicami Chwałowicką i Świerklańską ta czteropasmowa droga będzie przechodziła przez jedno z pól wydobywczych kopalni Chwałowice. Długo trwały rozważania jak poprowadzić drogę, aby nie zakłócać kopalni możliwości wydobywczych. Rozmowy odbywały się w gronie fachowców drogowych i górniczych. Wiele razy zmieniano koncepcje wytyczenia trasy drogi. W końcu wytyczono taką trasę, że kopalnia może nadal prowadzić eksploatację w tym rejonie zapewniając nie przekraczanie III kategorii terenu górniczego. Obecnie droga jest zaprojektowana, tereny pod drogę zostały wykupione, a w 2017 roku

rozpocznie się jej budowa. Kopalnia zaproponowała wybudowanie dodatkowego wiaduktu kolejowego pod którym będzie poprowadzona linia kolejowa i droga – umożliwiająca prowadzenie rekultywacji zdegradowanych terenów w dzielnicy Meksyk.

Transport odpadów wydobywczych na miejsca niwelacji terenu powinien się odbywać w miarę możliwości drogami wyłączonymi z ruchu miejskiego, a najlepiej drogami kolejowymi. Transport kolejowy jest prowadzony do miejsca prowadzonej rekultywacji względnie budowy wzgórza rekreacyjno-widokowego. Na miejscu odpady są przeładowywane na ciężarówki i transportem samochodowym są lokowane w poszczególnych częściach formowanej bryły rekultywacyjnej. Samorząd stoi na stanowisku, że transport kolejowy nie powoduje dodatkowych utrudnień na ciasnych ulicach Miasta, a przede wszystkim nie powoduje zanieczyszczania tych ulic przez koła samochodów wyjeżdżających z terenu rekultywacji. Kopalnia „Chwałowice" część odpadów przewozi samochodami bezpośrednio z kopalni na miejsca rekultywacji. Protestują przeciwko temu mieszkańcy dzielnicy Chwałowice. W ciągu kolejnych lat Kopalnia ogranicza transport samochodowy, a według ustaleń po 2019 roku transport odpadów będzie się odbywał wyłącznie transportem kolejowym.

## MIASTO RYBNIK ŚCIŚLE ZWIĄZANE Z GÓRNICTWEM

Mieszkańcy południowych dzielnic Miasta Rybnika stale narażeni są na konieczność przeprowadzania remontów domów i mieszkań. Są to znaczne uciążliwości jednak w sytuacji, gdy dochodzi do kryzysu i są trudności ze sprzedażą węgla wszyscy bardzo martwią się przede wszystkim o miejsca pracy na kopalniach i w firmach ściśle współpracujących z górnictwem.

Rybnik jest Miastem od wielu lat ściśle związanym z górnictwem węgla kamiennego. Odkrycie i udostępnienie pokładów węgla kamiennego w naszym rejonie spowodowało znaczny rozwój Miasta i zwiększyło ilość mieszkańców. Możliwość zdobycia ciężkiego, ale dobrze płatnego zawodu górnika przyciągnęło do naszego Miasta dziesiątki tysięcy rodzin, które zasiedliły wiele specjalnie dla nich wybudowanych osiedli.

Miasto wspólnie górnictwem przed laty budowało wiele inwestycji wspólnych, względnie wykorzystuje obecnie wiele obiektów budowanych wcześniej przez górnictwo. Budowane przez kopalnie ośrodki zdrowia, szkoły zawodowe, obiekty kulturalno-oświatowe, osiedla mieszkaniowe obecnie służą Miastu i jego mieszkańcom.`

Rybnik jest Miastem górniczym i ściśle współpracuje z kopalniami węgla kamiennego. Jednym z największych problemów Miasta jest obecnie niska emisja gazów powstających głównie w ogrzewnictwie. Osiedla mieszkaniowe są włączone w system ciepłociągów zasilanych z ciepłowni i elektrociepłowni przy kopalniach „Chwałowice", „Jankowice", „Rymer". Ciepłociągi, a nawet źródła ciepła przy kopalniach budowano, jako wspólne inwestycje górnictwa i Miasta. Niestety po latach nie spełniają one podstawowych kryteriów ekologicznych, a duża ilość budynków jednorodzinnych posiada kotłownie węglowe dość często spalające węgiel niskiej jakości – muły i miały węglowe. Efektem jest smog bardzo uciążliwy dla mieszkańców – szczególnie w zimowe dni z bezwietrzną pogodą. W styczniu 2017 roku, w Rybniku pobite zostały kolejne niechlubne rekordy zanieczyszczenia powietrza gdzie stężenie pyłu zawieszonego w powietrzu (PM10) przekraczało nawet 3000% normy. W tej sprawie wymagane są szybkie i skuteczne działania. Głównym źródłem ciepła dla Miasta jest 100 letnia elektrociepłownia wybudowana przy kopalni „Chwałowice". Zakład ten nie spełnia podstawowych norm ekologicznych i jego funkcjonowanie z znacznymi ograniczeniami jest możliwe jedynie do 2022 roku. Obecnie zasila Miasto około 86 MW energii cieplnej, a dodatkowo około 60 MW służy do wytwarzania ciepła dla kopalni. Zakład ten wymaga pilnej modernizacji. Miasto nadal jest zainteresowane kupowaniem taniego ciepła z tej ciepłowni. Taniego, bo produkowanego z węgla

wydobywanego bezpośrednio przez tą kopalnie. Węgiel można spalać w profesjonalnych ciepłowniach w sposób bezpieczny dla środowiska i wierzymy, że elektrociepłownię Chwałowice można zmodernizować i dostosować do obecnych i przyszłych wymagań ekologicznych. Jednak, aby zainteresowanie ciepłem sieciowym było duże i zwiększało się konieczne jest znaczne obniżenie ceny tej energii. Społeczeństwo polskie jest stosunkowo ubogie i nie może kupować ciepła po już obecnie bardzo wysokiej cenie. Dostosowanie urządzeń ciepłowniczych do wyższych wymagań ekologicznych spowoduje jeszcze wyższą cenę tej energii. Konieczne jest poszukiwanie możliwości obniżenia ceny ciepła sieciowego. Według wyliczeń obecnie ogrzewanie ciepłem sieciowym jest 2–3 razy droższe, w stosunku do spalania węgla w indywidualnych paleniskach domowych. Wielu mieszkańców Miasta nie stać na taką cenę ciepła. W tym miejscu jest ogromna przestrzeń dla współdziałania samorządu i górnictwa. Miasto z własnych funduszy wspomaga Przedsiębiorstwo Energetyki Cieplnej wydając pieniądze na budowę nowych sieci ciepłowniczych, jednak nie odnosimy spodziewanych efektów, gdyż przy obecnej cenie energii cieplnej poszczególne domy nie chcą włączać się do sieci ciepłowniczej, w której jest bardzo drogie ciepło. Górnictwo powinno mieć znacznie większe możliwości korzystania z funduszy ekologicznych – Narodowego i Wojewódzkiego Funduszu Ochrony Środowiska na inwestycje prowadzące np. do budowy instalacji umożliwiających ekologiczne spalanie węgla. Górnictwo płaci ogromne sumy na ochronę środowiska naturalnego, a środki te są przeznaczane na dofinansowanie odnawialnych źródeł energii – solarów, pomp cieplnych, instalacji gazowych – a więc instalacji konkurencyjnych do profesjonalnych ciepłowni węglowych i ciepła sieciowego. Konieczne jest udostępnienie funduszy ekologicznych do modernizacji węglowych źródeł ciepła. Ciepło sieciowe uzyskiwane w ciepłowniach i elektrociepłowniach węglowych musi być tańsze, aby wzrosło zainteresowanie tym ciepłem do ogrzewania domów. Do likwidacji niskiej emisji w dużych miastach ściśle związanych z górnictwem musi włączyć się Państwo. Może trzeba zrezygnować z akcyzy dla węgla spalanego elektrociepłowniach i ciepłowniach na Śląsku, może nawet trzeba dotować – profesjonalne, spełniające normy ekologiczne elektrociepłownie i ciepłownie. Społeczeństwo zrezygnuje z spalania węgla w starych, nieekologicznych, ale tanich paleniskach tylko wtedy, gdy będzie możliwość zastosowania w miarę taniego ciepła sieciowego. Problem ogrzewania domów w Rybniku tanim ciepłem sieciowym produkowanym z węgla, w bezpiecznych ekologiczne ciepłowniach i elektrociepłowniach, to najważniejsza sprawa wymagająca pilnego rozwiązania w ramach współpracy samorządu z restrukturyzowanym górnictwem.

Aktualna sytuacja producentów węgla kamiennego jest jednak nadal kryzysowa, ale przecież każdy kryzys kiedyś się kończy i należy mieć nadzieję, że ceny handlowe węgla kamiennego w końcu odbiją się od dna i poszybują w górę, poprawiając opłacalność wydobycia węgla.

Sytuacją kryzysową bardzo są zmartwione miasta, w których mieszkają górnicy i pracownicy przemysłu górniczego. Niższe ceny węgla to konieczność obniżania kosztów, rezygnacji z eksploatacji złoża – w którym konieczność ponoszenia wysokich kosztów uniemożliwia osiąganie zysku, a nawet powoduje powstania strat. Konieczność rezygnacji z eksploatacji złóż drogich – trudnodostępnych prowadzi do przeprowadzenia restrukturyzacji. Restrukturyzacja kopalń, prowadząca do zdecydowanej redukcji kosztów niestety wpływa również na ograniczanie kosztów związanych z usuwaniem szkód górniczych oraz zabezpieczaniem obiektów przed prognozowanymi szkodami. Rodzi to podwójnie negatywny odzew społeczny. Z jednej strony do usuwania szkód górniczych wybierane są coraz tańsze firmy specjalizujące się w tych remontach, przez co usługi są wykonywane w coraz gorszym standardzie, a w związku z tym zwiększa się opór społeczny przeciwko dalszemu prowadzeniu eksploatacji, powstają różne społeczne organizacje protestujące, kopalnie natrafiają na coraz większe trudności z pozytywnym opiniowaniem koncesji i planów ruchu. Dodatkowo coraz głębsza eksploatacja powoduje

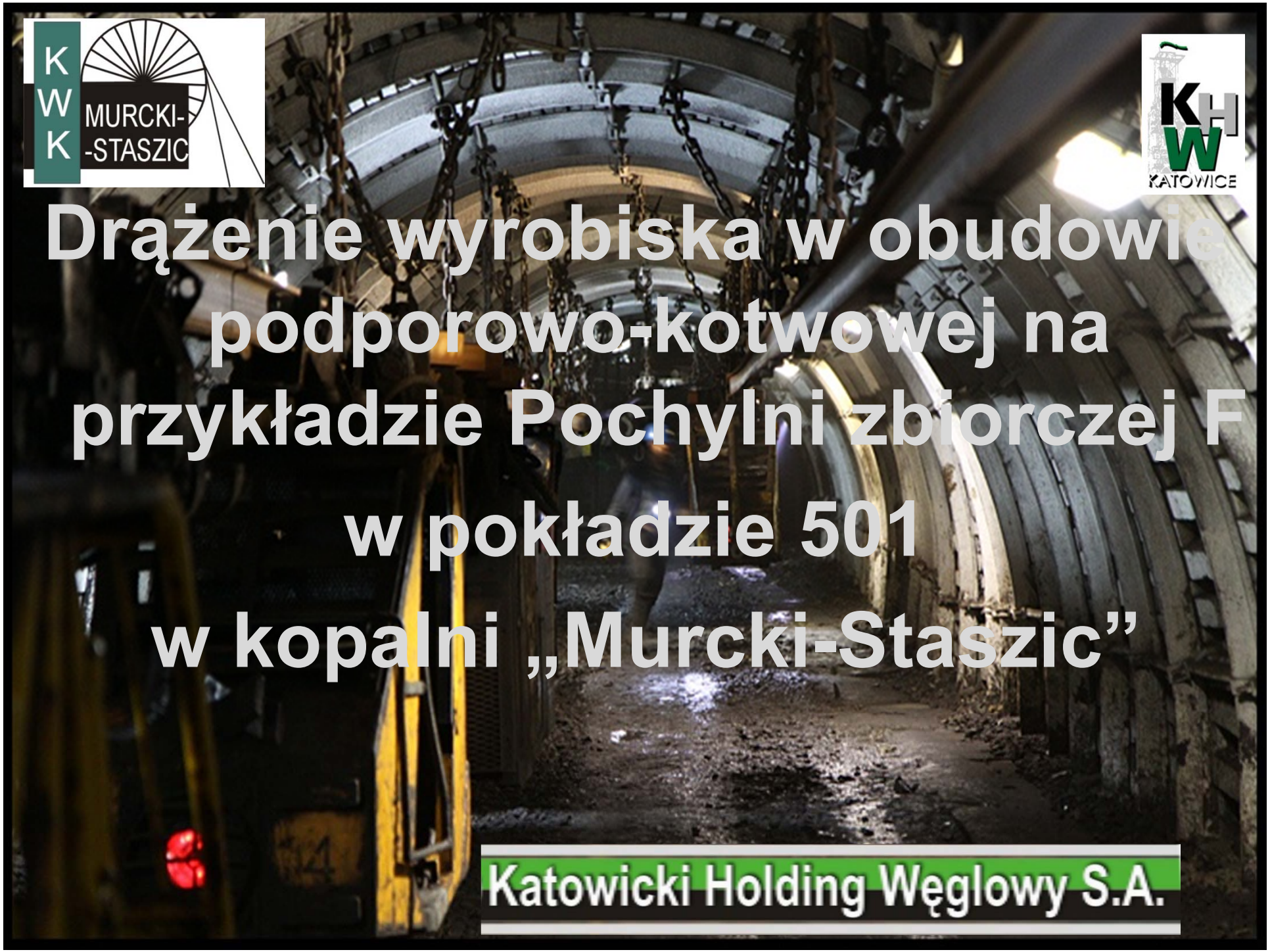
częste wstrząsy wysokoenergetyczne, co powoduje odczucie strachu w wielu domach na powierzchni. Eksploatacja złóż – głęboko zalegających jest oczywiście coraz droższa i ograniczanie kosztu produkcji w takich kopalniach jest coraz trudniejsze. W okresie kryzysu kopalnie zmniejszają zatrudnienie, w znacznym stopniu ograniczają również zlecenia dla firm stale współpracujących z kopalniami. Spada zatrudnienie w górnictwie i firmach towarzyszących, co doprowadza do wielu kłopotów w rodzinach ściśle związanych z tym przemysłem, wzrasta odczucie niechęci do tego przemysłu. Na to nakładają się zniszczenia – szkody górnicze na powierzchni oraz bardzo stresujące wstrząsy wysokoenergetyczne. Stosunek społeczności lokalnej do górnictwa jest niestety coraz gorszy, powstają komitety protestacyjne z żądaniami ograniczenia, a najlepiej całkowitego zaprzestania eksploatacji podziemnej. Jednak przecież przemysł górniczy jest podstawowym przemysłem na naszych terenach i trudno jest sobie wyobrazić funkcjonowanie Miasta i jego dzielnic bez tego przemysłu. Mamy w Rybniku przykłady dzielnic, w których zlikwidowano kopalnie. Kopalnia Rymer i Rybnickie Zakłady Naprawcze były podstawowymi zakładami dzielnicy przemysłowej Niedobczyce, a kopalnia „Ignacy" podstawowym zakładem dzielnicy Niewiadom. Mimo wielu starań władz Miasta nie udało się skutecznie zagospodarować dzielnic po upadku kopalń. Pozostałości po obiektach przemysłowych na powierzchni kopalń częściowo wyburzono, a częściowo zagospodarowano. Jednak charakterystyczne dla tych zagospodarowanych obiektów przemysłowych jest to, że w dużej części obiekty te zostały zakupione i zagospodarowane przez firmy wykonujące swoje usługi dla górnictwa. Nie udało się dotąd ściągnąć do Rybnika znaczących firm produkcyjnych innych branż niż wydobywcza i stąd też współdziałanie, współpraca z kopalniami węgla kamiennego, dbałość o ich jak najlepsze funkcjonowanie jest bardzo ważna dla Miasta Rybnika. Sytuacja górnictwa węgla kamiennego ma bardzo duże znaczenie dla funkcjonowania i przyszłości Miasta Rybnika i jego mieszkańców. Niestety dość często mamy do czynienia z dziwnym zjawiskiem. Wydawałoby się, że problemy górnictwa i jego współdziałanie z samorządem Miasta są szczególnie zrozumiałe dla pracowników górnictwa i wszystkich, którzy całe życie zawodowe mogli spędzić zapewniając bezpieczeństwo swoich rodzin dzięki pracy w górnictwie. Emeryci górniczy chętnie skupiają się w różnych klubach emerytów byłych pracowników kopalń, dobrze wspominają trudne czasy ciężkiej podziemnej pracy, ale sięganie po nowe złoża, albo skutki działalności kopalń napotykają na zdecydowane ich protesty. Dlaczego kopalnie swoją eksploatacją wywołują szkody górnicze, wstrząsy wysokoenergetyczne, zanieczyszczają środowisko dopuszczając do sprzedaży miałów i mułów, wysypują odpady wydobywcze na powierzchni itd. Pracowaliśmy całe życie w górnictwie, zarabialiśmy, ale naszej działalności nie kojarzymy z tą nieprzyjemną stroną, która obecnie w coraz większym stopniu nam nie odpowiada.

Doskonale zdajemy sobie sprawę z tego, że eksploatację węgla kamiennego można prowadzić tylko tam, gdzie są złoża i dalsza eksploatacja jest możliwa tylko wtedy, gdy będą udostępnione kolejne pokłady i obszary, na których występują złoża węgla kamiennego. Kopalnie na Śląsku posiadają koncesje na wydobywanie węgla kamiennego zaledwie na kilka lat. W październiku 2016 roku skończyła się koncesja na wydobywanie węgla kopalni „Chwałowice". Proces uzyskania nowej koncesji wymaga wielu uzgodnień z środowiskiem lokalnym. Uzgodnienia takie są niezwykle trudne – głównie z powodu bardzo złej atmosfery wokół górnictwa. Społeczeństwo spotyka się stale z bardzo złą opinią na temat „brudnego i nieekologicznego" górnictwa. Przeciętny mieszkaniec Śląska kojarzy górnictwo, jako „brudny przemysł" w fazie zanikającej, który powoduje smog, zatrucie gazami powodującymi choroby płuc, ciężko pracujący w nieludzkich warunkach pod ziemią górnicy często ulegają wypadkom, a dodatkowo eksploatacja podziemna powoduje ogromne szkody górnicze na powierzchni. Skoro jest to przemysł zanikający, a w całej Europie oprócz Polski praktycznie zlikwidowano górnictwo, to

dlaczego my mamy się godzić na kolejne koncesje umożliwiające wydobycie węgla. Kopalnia starająca się o nową koncesję musi opracować i złożyć do oceny w Regionalnej Dyrekcji Ochrony Środowiska - raport oddziaływania na środowisko. Każdy właściciel działki na terenie objętym obszarem górniczym jest stroną postępowania. Często mieszkańcy protestują, jednoczą się w grupach podważających zasadność prowadzenia eksploatacji. Każdy pretekst jest dobry do negowania zapisów raportu oddziaływania na środowisko. Postępowanie w Regionalnej Dyrekcji Ochrony Środowiska wydłuża się, a często protestujący wynajmują kancelarie prawne, które podważają zapisy raportu. Pozytywnie zakończone postępowanie w Regionalnej Dyrekcji zwykle jest oprotestowane i ponownie rozpatrywane przez Generalną Dyrekcję Ochrony Środowiska. W Rybniku przeprowadzono proces uzyskiwania koncesji przez kopalnię „Chwałowice". Postępowanie trwało przez kilka lat. W momencie, gdy Regionalna Dyrekcja Ochrony Środowiska wydała decyzję pozytywną, natychmiast ją oprotestowano i postępowanie toczyło się przez następne miesiące w Generalnej Dyrekcji Ochrony Środowiska. GDOŚ utrzymał w mocy decyzję RDOŚ i dzięki temu można było mimo protestów zdążyć z wydaniem nowej koncesji przed wygaśnięciem starej. Procedura uzyskiwania koncesji na wydobycie jest bardzo zawiła i trwa bardzo długo. Należy mieć duże obawy przed 2019 rokiem, kiedy wygasną koncesje z kolejnych rybnickich kopalń. W 2016 roku w Rybniku firma Bapro Sp. z o.o. wystąpiła z raportem oddziaływania na środowisko koncesji nowej kopalni Paruszowiec, którą zamierza się wybudować bezpośrednio obok Elektrowni Rybnik z zamiarem jej rozbudowy i stworzenia warunków dla produkcji energii elektrycznej z węgla wydobywanego bezpośrednio ze złoża Paruszowiec. Mieszkańcy kilku dzielnic, którzy dotychczas nie zamieszkiwali terenów pod którymi prowadzono eksploatację nagle znaleźli się na terenach zagrożonych szkodami górniczymi. Oddanie raportu oddziaływania na środowisko w Regionalnej Dyrekcji Ochrony Środowiska w Katowicach spotkało się z serią gwałtownych protestów mieszkańców terenów zagrożonych. Z przykrością trzeba stwierdzić, że organizatorami protestów są zwykle pracownicy górnictwa, względnie emeryci – byli pracownicy górnictwa. Negatywne opinie na temat poszczególnych zapisów raportu oddziaływania na środowisko wyrażają zwykle byli funkcyjni pracownicy górnictwa, a nawet pracownicy nauki piszący przez wiele lat opinie i ekspertyzy dla górnictwa. Stwarza to bardzo przykry obraz górnictwa i pracowników związanych z tą branżą. Przez wiele lat pisze się prognozy i opracowania zapewniające powszechne bezpieczeństwo na powierzchni przy prowadzeniu eksploatacji, a później wspiera się protesty pisząc opinie, że nie można zapewnić bezpiecznej eksploatacji pod terenem, na którym stoi dom, którego jestem właścicielem. W taki sposób konkretni rzeczoznawcy, ale niestety także całe zaplecze naukowo badawcze górnictwa staje się po prostu niewiarygodne. W jaki sposób mogą działać władze samorządowe, sprawujące swoja władzę z wyboru mieszkańców, jeżeli nie mają wsparcia specjalistów górniczych. Politycy i samorządowcy reprezentują mieszkańców Miasta i jeżeli ci mieszkańcy – posługując się opiniami specjalistów górniczych – negatywnie opiniują udzielenie nowych koncesji to wymuszają niejako odmowę uzgodnienia koncesji. Jeżeli górnictwo na Śląsku ma nadal funkcjonować to należy tworzyć wokół niego pozytywną atmosferę. W mediach powinny się ukazywać artykuły pokazujące dobre strony tego przemysłu, wskazywać możliwości bezpiecznej eksploatacji. Współpraca z kopalniami powinna umożliwiać społeczeństwu korzystanie z wielu ułatwień takich jak: – dostęp do taniej energii cieplnej, – efektywne ponowne zagospodarowanie powierzchni na terenach zdegradowanych szkodami górniczymi, – dobrze wynagradzane miejsca pracy, – sponsoring kultury, sportu itp. Górnictwo kojarzone z szkodami górniczymi, zwolnieniami z pracy, smogiem ze spalania odpadów węglowych nie daje perspektywy na przyszłość.

Najlepiej by było gdyby kopalnie zaprzestały wydobycia i przestały rujnować powierzchnię naszych pięknych terenów. Problem jest tylko jeden – gdzie nasze dzieci i wnuki będą szukały

pracy zapewniającej bezpieczny byt ich, a więc i naszych rodzin. W Rybniku przez ostatnie dziesięciolecia dobrze rozwijały się tylko firmy zajmujące się handlem, powstały sklepy wielkopowierzchniowe, centra handlowe, centra rozrywki. Zatrudniają duże ilości pracowników, zwykle kobiet, jednak, aby mogły funkcjonować potrzebne jest społeczeństwo zasobne, które zarabia pieniądze sprzedając swoją ciężką pracę. Jeżeli nie mamy innego pomysłu na możliwości sprzedaży produktów wytwarzanych w naszym mieście, a istnieje możliwość dalszej eksploatacji i sprzedaży paliwa węglowego, to jesteśmy skazani na dalszą eksploatację i wszystkie jej skutki. Z jednej strony należy się troszczyć o możliwości zbytu węgla w kraju i za granicą za możliwie jak najlepszą cenę, a z drugiej umożliwić kopalniom bezpieczną eksploatację kolejnych pokładów węglowych.


KWK MURCKI-STASZIC
KHW KATOWICE
Drążenie wyrobiska w obudowie podporowo-kotwowej na przykładzie Pochylni zbiorczej F w pokładzie 501 w kopalni „Murcki-Staszic”
Katowicki Holding Węglowy S.A.

# Cel wykonania wyrobiska w obudowie podporowo - kotwowej

- Poprawa funkcjonalności użytkowej poprzez uzyskanie przekroju zbliżonego do prostokąta.
- Obniżenie kosztów wykonania poprzez zwiększenie rozstawu odrzwi obudowy chodnikowej.
- Poprawa jakości węgla uzyskiwanego w trakcie drążenia wyrobiska poprzez zmniejszenie udziału skały płonnej w tarczy przodka.

# Prognozowane warunki geologiczne dla Pochylni zbiorczej F w pokładzie 501

**Pokład węgla 501 o miąższości od 2,8m (w części zachodniej) do 4,0m (w części wschodniej)**

**W stropie pokładu występują:**

- iłowce o zmiennej grubości do ok. 7,7m,
- piaskowce o grubości do ok. 12,4m ,
- łupki węglowe lub cienkie wkładki węgla o grubości ok. 0,4m występujące między iłowcem i piaskowcem.

**W spągu pokładu występują:**

- iłowce szare często zlustrowane z laminami węgla grubości od 2,1m do ok. 7,5m,
- mułowce zapiaszczone grubość od 1,7m do ok.7,5m.,
- piaskowce od 5,0m do ok. 9,0m od spągu pokładu ich grubość jest zmienna.

# Zestawienie danych oraz obliczeń dla badania penetrometrycznego w Pochylni zbiorczej F (10,0m od skrzyżowania z Chodnikiem bad. II-S z odcinkiem kamiennym).

| Głębokość otworu badawczego [cm] | Pomiary [MPa] | Wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie [MPa] | Wytrzymałość na proste rozciąganie [MPa] |
|---|---|---|---|
| 600 | 30.60 | 47.37 | 3.03 |
| 590 | 39.40 | 60.99 | 3.90 |
| 580 | 21.80 | 33.75 | 2.16 |
| 570 | 44.60 | 69.04 | 4.42 |
| 560 | 27.30 | 42.26 | 2.70 |
| 550 | 38.70 | 59.91 | 3.83 |
| 540 | 42.20 | 65.33 | 4.18 |
| 530 | 34.50 | 53.41 | 3.42 |
| 520 | 22.30 | 34.52 | 2.21 |
| 510 | 24.30 | 37.62 | 2.41 |
| 500 | 22.80 | 35.29 | 2.26 |
| 490 | 27.80 | 43.03 | 2.75 |
| 480 | 19.40 | 30.03 | 1.92 |
| 470 | 26.10 | 40.40 | 2.58 |
| 460 | 40.00 | 61.92 | 3.96 |
| 450 | 31.40 | 48.61 | 3.11 |
| 440 | 61.00 | 94.43 | 6.04 |
| 430 | 36.20 | 56.04 | 3.58 |
| 420 | 46.60 | 72.14 | 4.61 |
| 410 | 33.60 | 52.01 | 3.33 |
| 400 | 30.40 | 47.06 | 3.01 |
| 390 | 24.80 | 38.39 | 2.46 |
| 380 | 29.10 | 45.05 | 2.88 |
| 370 | 34.20 | 52.94 | 3.39 |
| 360 | 29.10 | 45.05 | 2.88 |
| 350 | 22.90 | 35.45 | 2.27 |
| 340 | 34.20 | 52.94 | 3.39 |

| Głębokość otworu badawczego [cm] | Pomiary [MPa] | Wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie [MPa] | Wytrzymałość na proste rozciąganie [MPa] |
|---|---|---|---|
| 330 | 37.60 | 58.20 | 3.72 |
| 320 | 32.70 | 50.62 | 3.24 |
| 310 | 23.40 | 36.22 | 2.32 |
| 300 | 39.10 | 60.53 | 3.87 |
| 290 | 38.80 | 60.06 | 3.84 |
| 280 | 23.80 | 36.84 | 2.36 |
| 270 | 27.50 | 42.57 | 2.72 |
| 260 | 33.40 | 51.70 | 3.31 |
| 250 | 53.20 | 82.35 | 5.27 |
| 240 | 54.10 | 83.75 | 5.36 |
| 230 | 72.70 | 112.54 | 7.20 |
| 220 | 27.10 | 41.95 | 2.68 |
| 210 | 32.10 | 49.69 | 3.18 |
| 200 | 40.60 | 62.85 | 4.02 |
| 190 | 29.10 | 45.05 | 2.88 |
| 180 | 43.00 | 66.56 | 4.26 |
| 170 | 29.30 | 45.36 | 2.90 |
| 160 | 66.20 | 102.48 | 6.55 |
| 150 | 4.50 | 6.97 | 0.45 |
| 140 | 4.40 | 6.81 | 0.44 |
| 130 | 18.40 | 28.48 | 1.82 |
| 120 | 52.40 | 81.12 | 5.19 |
| 110 | 45.10 | 69.81 | 4.46 |
| 100 | 59.00 | 91.33 | 5.84 |
| 90 | 14.30 | 22.14 | 1.42 |
| 80 | 24.60 | 38.08 | 2.44 |
| 70 | 4.50 | 6.97 | 0.45 |
| 60 | 57.30 | 88.70 | 5.67 |
| 50 | 56.40 | 87.31 | 5.58 |
| 40 | 36.40 | 56.35 | 3.60 |
| 30 | 37.10 | 57.43 | 3.67 |
| 20 | 54.10 | 83.75 | 5.36 |
| 10 | 44.10 | 68.27 | 4.37 |
| 0 | 62.20 | 96.29 | 6.16 |

**Dla celów projektowych średnią wytrzymałość skał stropowych określono na poziomie:**

**$R_{cśr}$ = 40MPa**

z współczynnikiem osłabienia skał $k_o$ = 0,6
wynikającym z:

- dużej głębokości, H = 1100m
- występowania uskoków i zaburzeń,
- zmienności zalegania,
- wymaganej długotrwałości powyżej 20 lat.

**Wytrzymałość węgla w pokładzie 501 oszacowano na wielkość $R_{cw}$ = 12,0 MPa.**

# Obudowa podporowo - kotwowa Pochylni zbiorczej F w pokładzie 501

**1** - odrzwia ŁPSp3R-V32/6,2x4,1. ŁPSp3R-V32/6,5x4,1 lub o mniejszych gabarytach w rozstawie co 1,0m w strefach uskokowych i zaburzeń w rozstawie maksimum 0,75m.

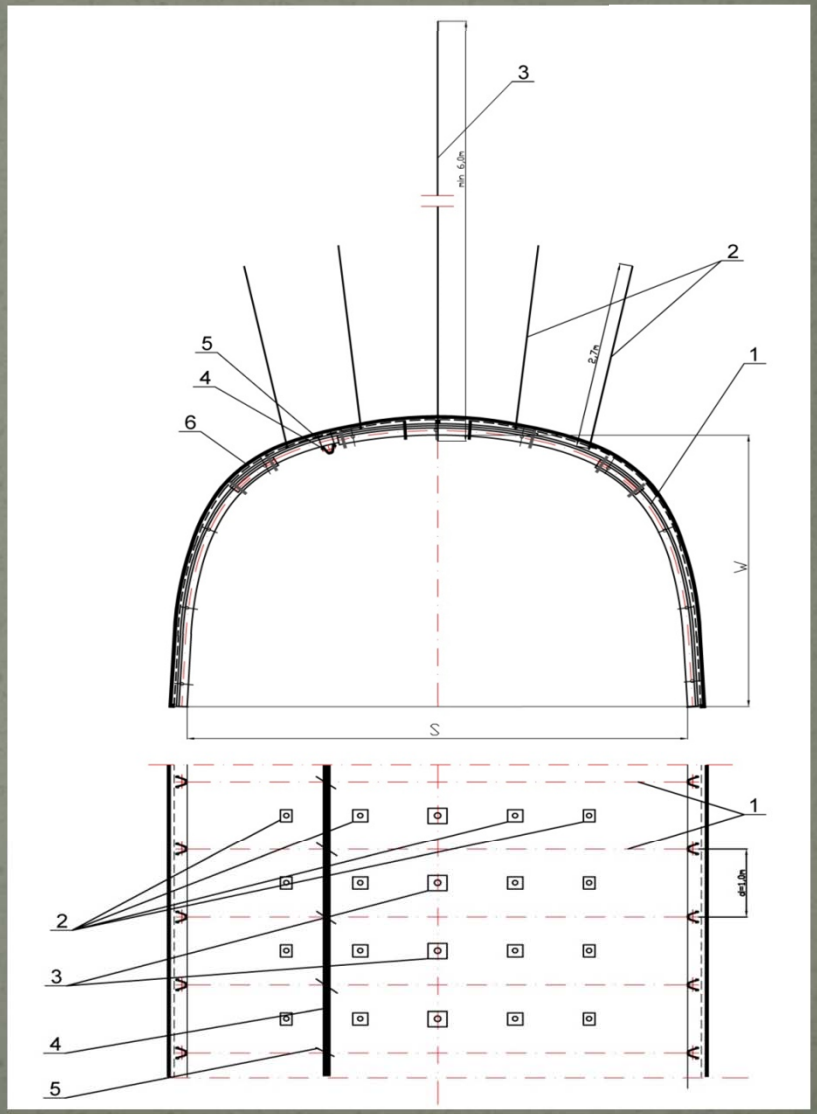
**2** - kotwie prętowe wklejane ϕ22mm o dł. 2,7m 4 sztuki w rzędzie między odrzwiami o nośności 250 kN

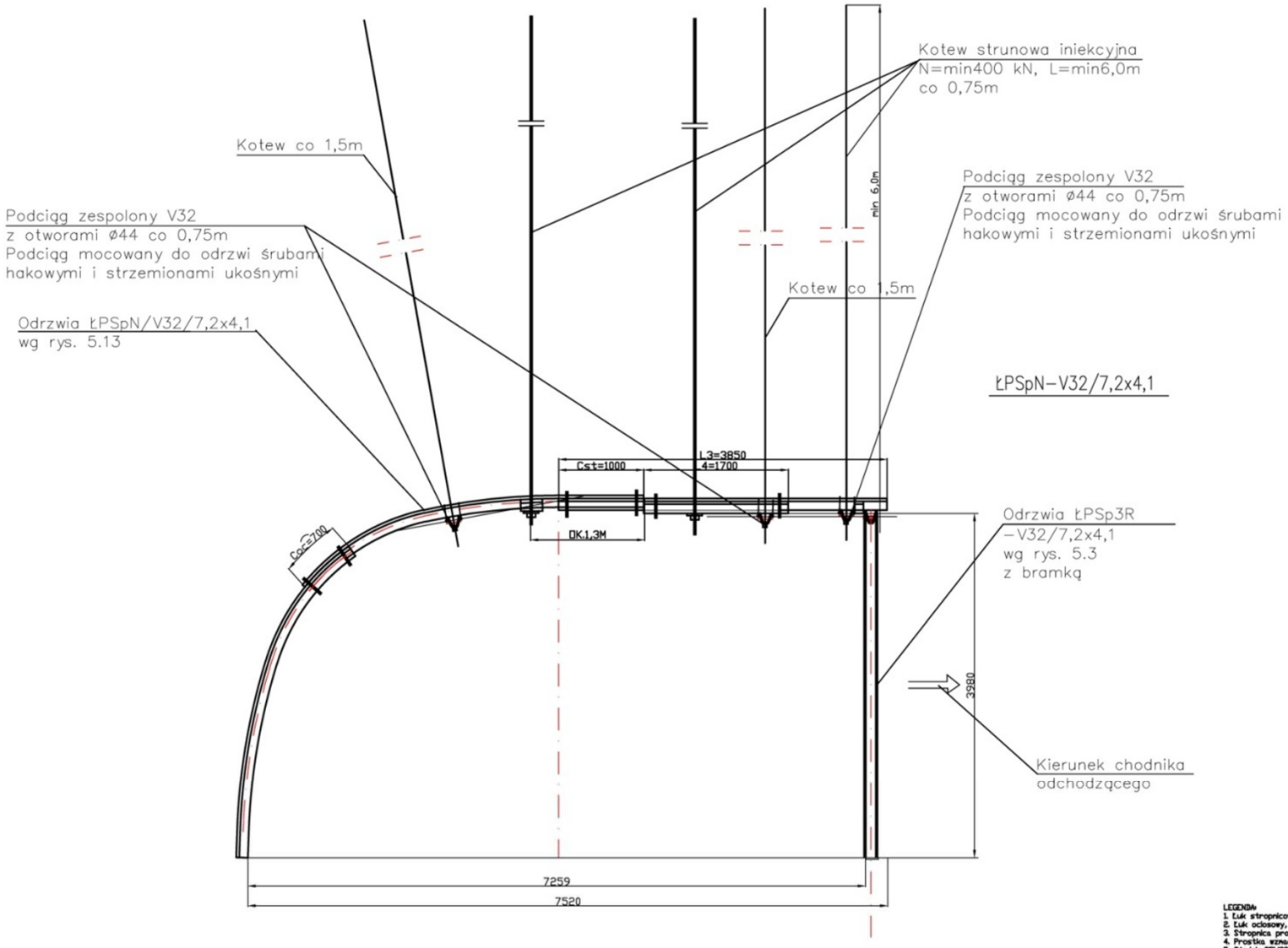
**3** - kotew strunowa w osi o długości min. 6,0m i nośności 400kN.

**4** - podciąg stalowy na długości odrzwi.

**5** - strzemiona ukośne łączące podciąg z odrzwiami,.

**6** - siatka zgrzewana .






LEGENDA:
1. Łuk stropnicowy z otworen
2. Łuk oclosowy,
3. Stropnica prosta V32 z otworen
4. Prostka wznacniająca z otworen
5. Stojak SIDV32 z głowicą płaską i dwoma kabłąkami ø 24 mm z blachą odchylającą
6. Kotew strunowa o nośności min 400 kN, dług. 6,0m

Uwaga:
Prostki stropnicowe mogą być dobierane bez otworów przy stosowaniu kotwienia poprzez podciągi stalowe z otworami.
Przy wznacnianiu odrzwi poprzez podciągi nie jest wymagane stosowanie prostki wznacniającej wg poz. 4.
W strefach zagrożonych wstrząsami stojaki SIDV32 budować z trzema strzemionami.
Moment dokręcenia strzemion M=450 Nm

Rys.5.14.
Skala 1:1 (AUTOCAD)

Obudowa skrzyżowania w drzwiach ŁPSpN/V32/7,2x4 z kotwieniem odrzwi i poprzez podciągi

# Wyposażenie wyrobiska

- Kombajn chodnikowy FR – 160,
- Podajnik typu SIGMA,
- Wentylator lutniowy elektryczny typu ES 9-500,
- Odpylacz typu UO-630,
- Samojezdny wóz kotwiący EK – K10,
- Ciągnik manewrowy Scharman D25.

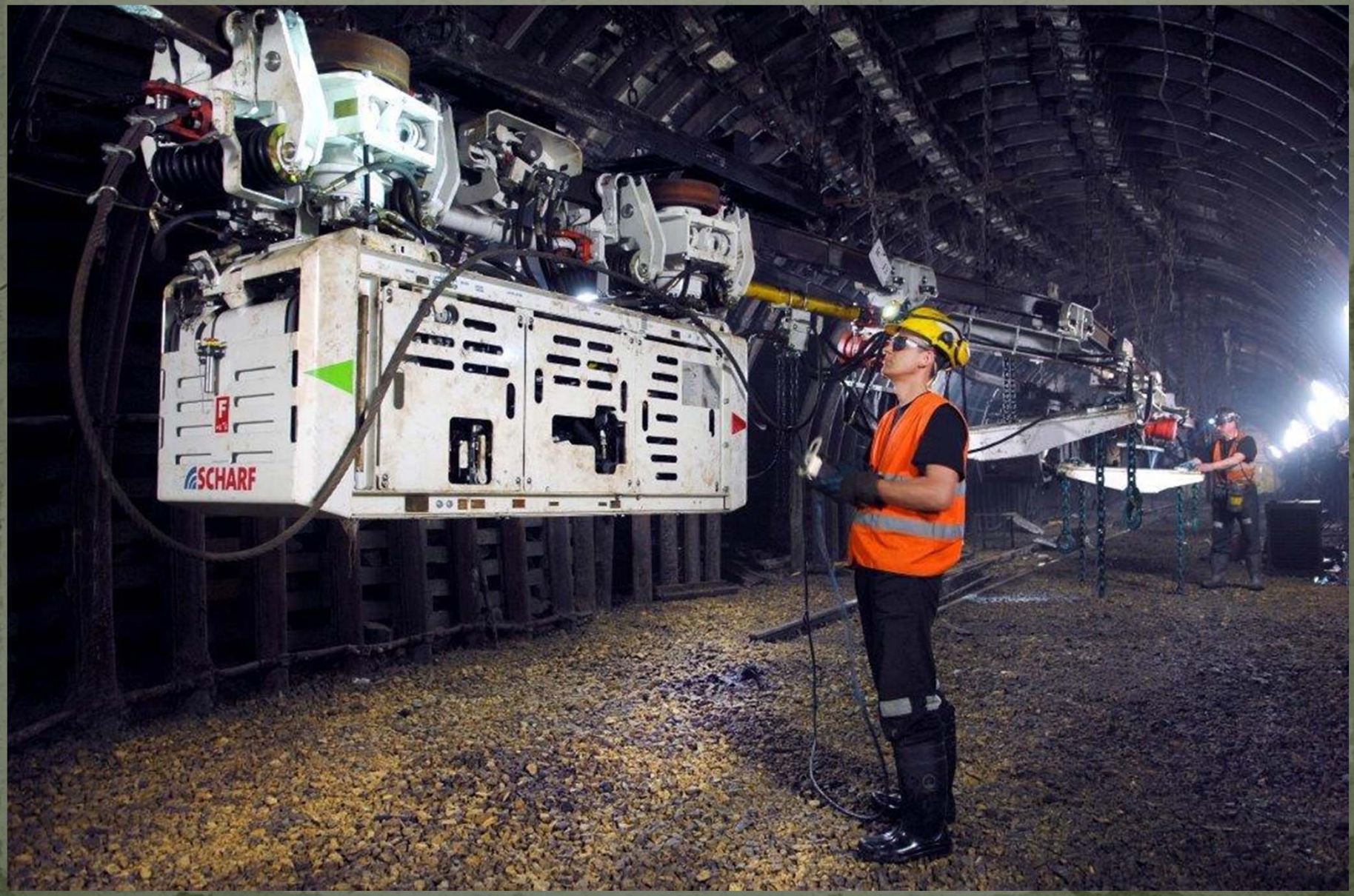
# Kombajn chodnikowy typu FR - 160



# Samojezdny wóz kotwiący typu EZ- K10



# Ciągnik manewrowy Scharman D25.



# Pochylnia zbiorcza F

## Zagrożenia naturalne:

- IV kategoria zagrożenia metanowego,
- klasa B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego,
- III stopień zagrożenia tąpaniami,
- III grupa samozapalności węgla,
- I stopień zagrożenia wodnego.

# Wnioski końcowe z projektu obudowy kotwowo – podporowej dla Pochylni zbiorczej F opracowanego przez Rzeczoznawcę dr inż. Piotra Głuch:

**1.** Rozwiązanie obudowy dla ŁPSp3R-V32/4/6,2x4,1 i ŁPSp3R-V32/4/6,5x4,1 jako konstrukcji obudowy kotwiowo - podporowej w wyrobiskach korytarzowych zaleca się wykonać o rozstawie co 1,0m.
W strefach uskoków oraz na skrzyżowaniach stosować rozstaw odrzwi maksimum co 0,75m. Dopuszcza się stosowanie mniejszych gabarytów odrzwi obudowy spłaszczonej spełniającej wymagania ruchowe.

**2.** Skrzyżowania zaleca się wykonać w odrzwiach obudowy ŁPSp3R-V32/4/7,2x4,1 i ŁPSpN/V32/7,2x4,1 w rozstawie maksimum 0,75m.

**3.** Do kotwienia należy stosować 4 kotwie prętowe $\phi$22mm o długości 2,7m i jedną kotew strunową o długości 6,0m i nośności 400 kN budowane w stropie w rozstawie 1x1m z dociśniętymi podkładkami do skały stropowej. Kotwienie należy prowadzić w strefie przodkowej w odległości do 20 m od czoła przodku.

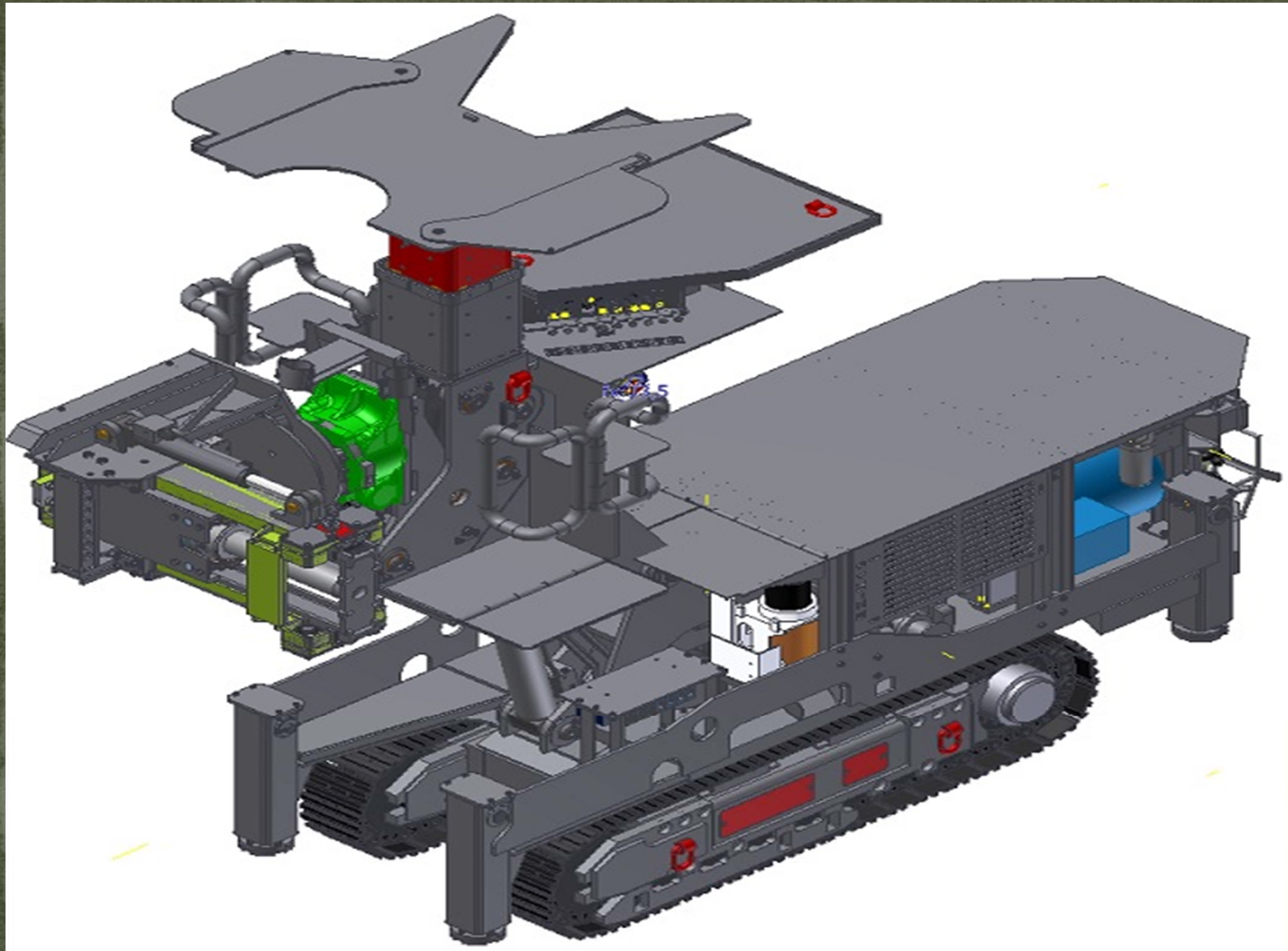
**4.** Odrzwia między sobą należy wiązać rozporami stalowymi dwustronnego działania w rozstawie, co 1,2m na obwodzie. Podciąg stalowy należy budować na bieżąco do 4m od czoła przodku.

**5.** Iniekcję kotwi strunowych prowadzić po zabudowie do 20 sztuk według ustaleń KDG.

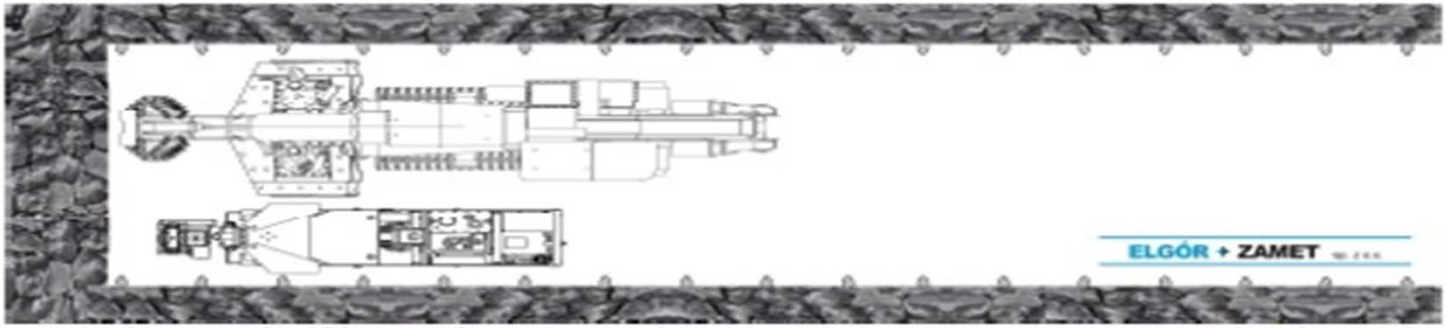
**6.** Należy na bieżąco prowadzić kontrolę prawidłowości zabudowy kotwi oraz badania ich nośności.

**7.** W razie stwierdzenia zmian warunków górniczo-geologicznych w stopniu odbiegającym niekorzystnie od przyjętych ustaleń projektowych lub uniemożliwiających prowadzenie wzmacniania obudowy chodnika za pomocą przykotwiania, należy powiadomić projektanta. Do czasu zajęcia przez niego stanowiska decyzję odnośnie dalszego prowadzenia wyrobiska podejmuje Kierownik Działu Górniczego.

**8.** W zależności od potrzeb, Kierownik Działu Górniczych może podjąć decyzję o wzmocnieniu obudowy przez zastosowanie podciągów, stojaków podporowych lub dodatkowych kotwi.



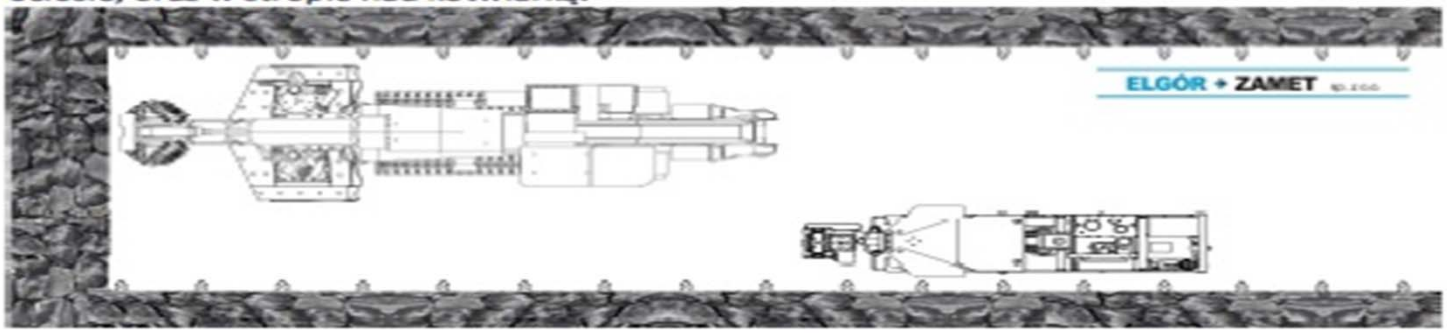
# Prezentacja cyklu pracy kotwiarki EZ-K10 współpracującej z kombajnem chodnikowym.



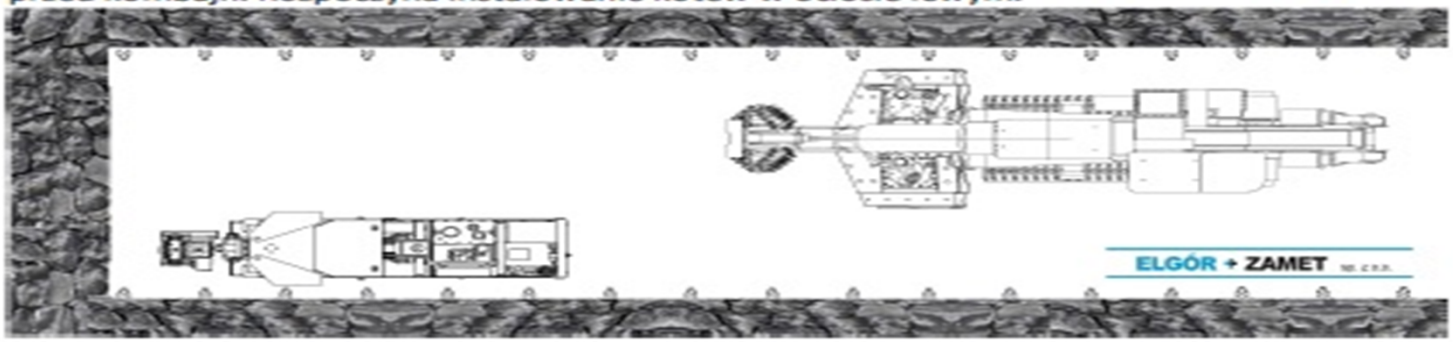

Minimalna szerokość kotwiarki EZ-K10 podczas przejazdu wynosi 1150mm, co umożliwia swobodne mijanie się z kombajnem w chodniku.

Cykl pracy:

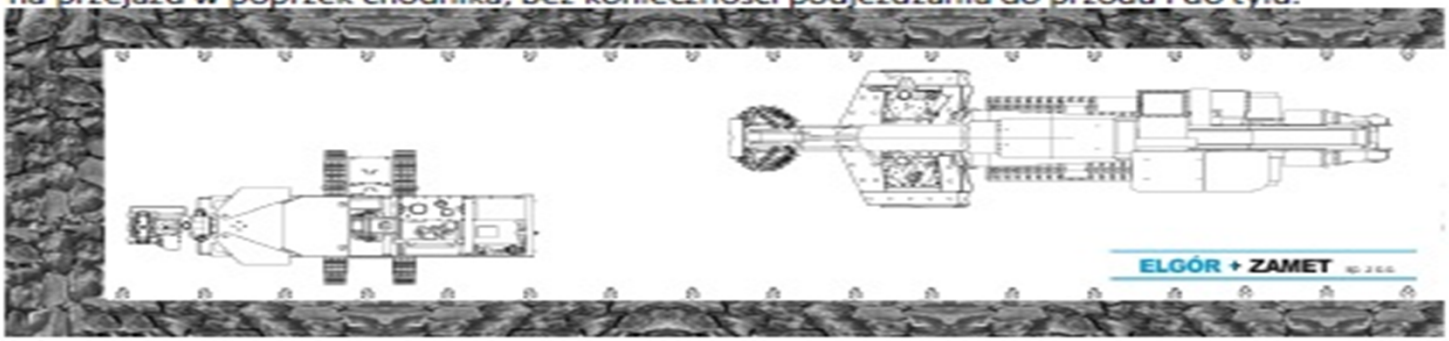
1. Kombajn pracuje przy drążeniu przodka. Kotwiarka za kombajnem mocuje kotwy w lewym ociosie, oraz w stropie nad kotwiarką.



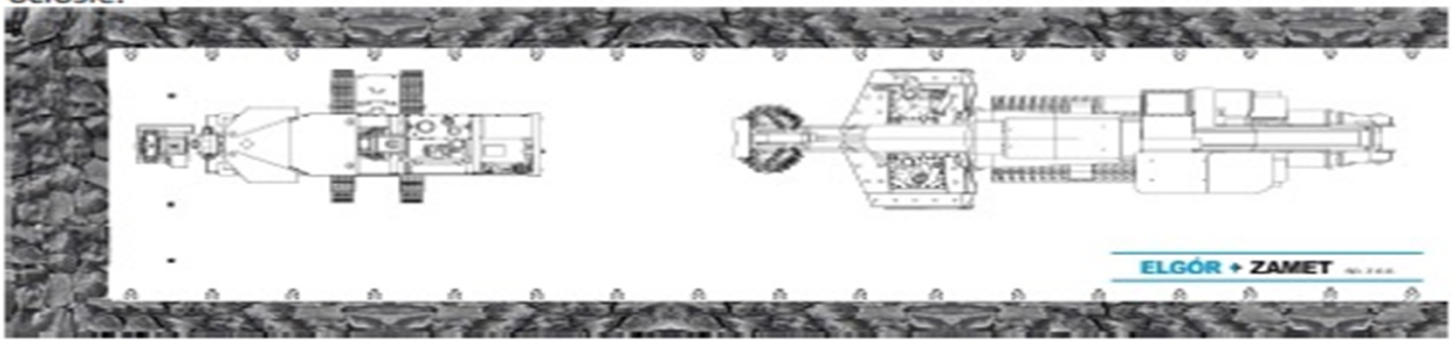
2. Kombajn wycofuje się odsłaniając przestrzeń w przodku. Kotwiarka podjeżdża do przodka przed kombajn. Rozpoczyna instalowanie kotew w ociosie lewym.



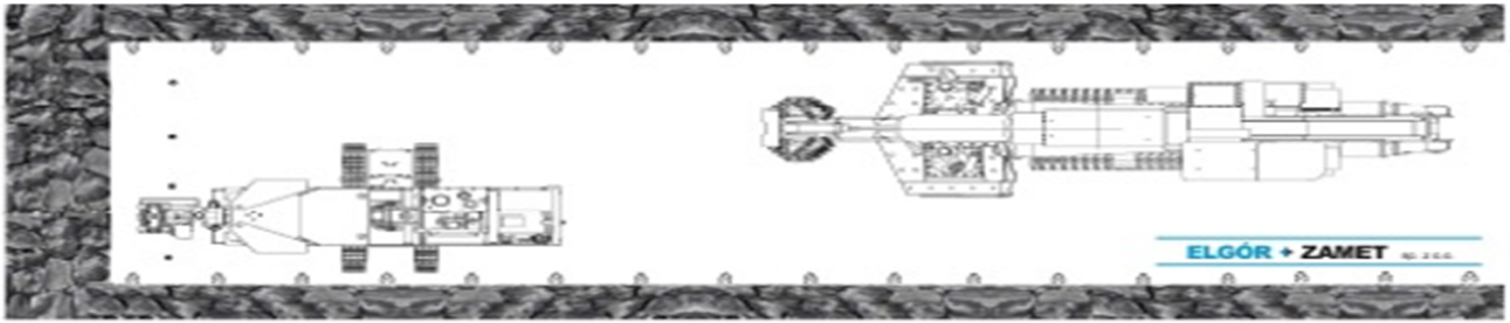

3. Kotwiarka jest podnoszona na podporach, a następnie skręca podwozie o 90°. Pozwala to na przejazd w poprzek chodnika, bez konieczności podjeżdżania do przodu i do tyłu.



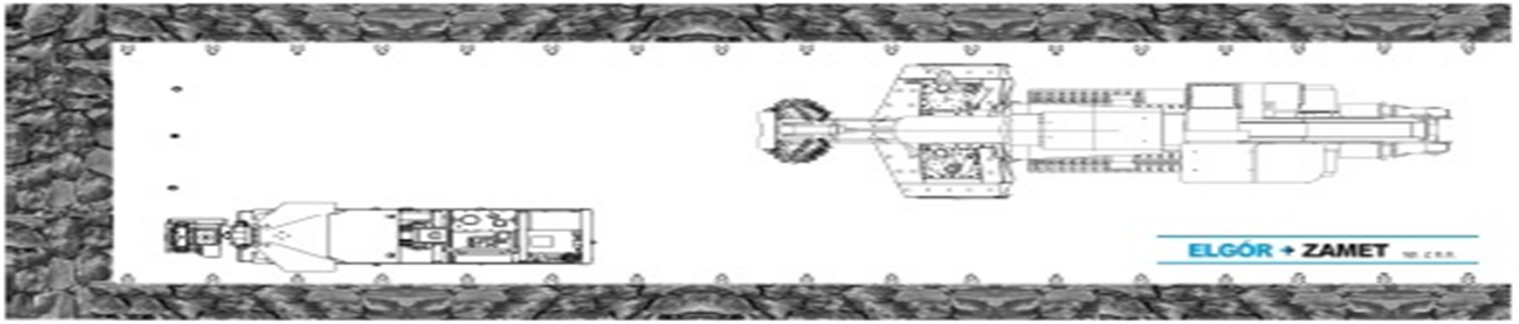

4. Przejazd poprzeczny pozwala na etapowe mocowanie kotew w stropie oraz w prawy ociosie.



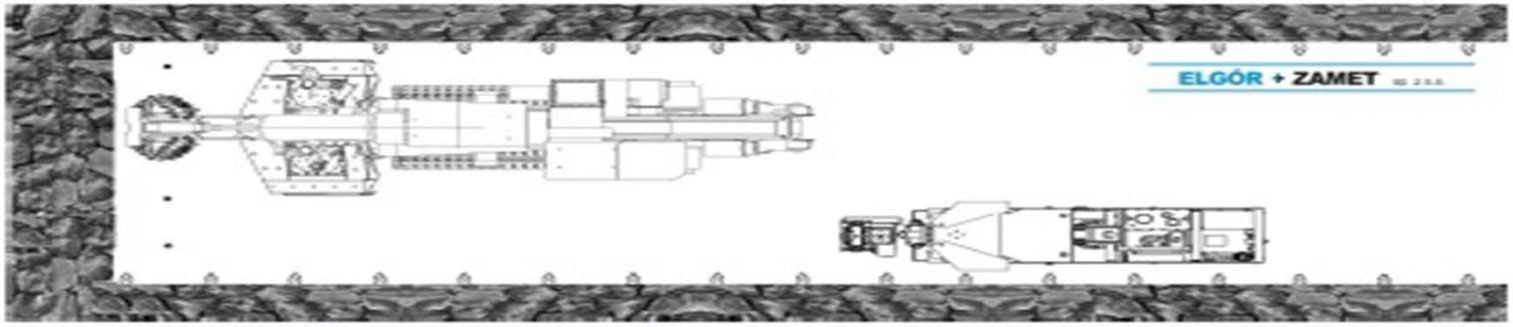
5. Po zakończeniu kotwienia, Wóz kotwiący EZ-K10 wraca do lewego ociosu.



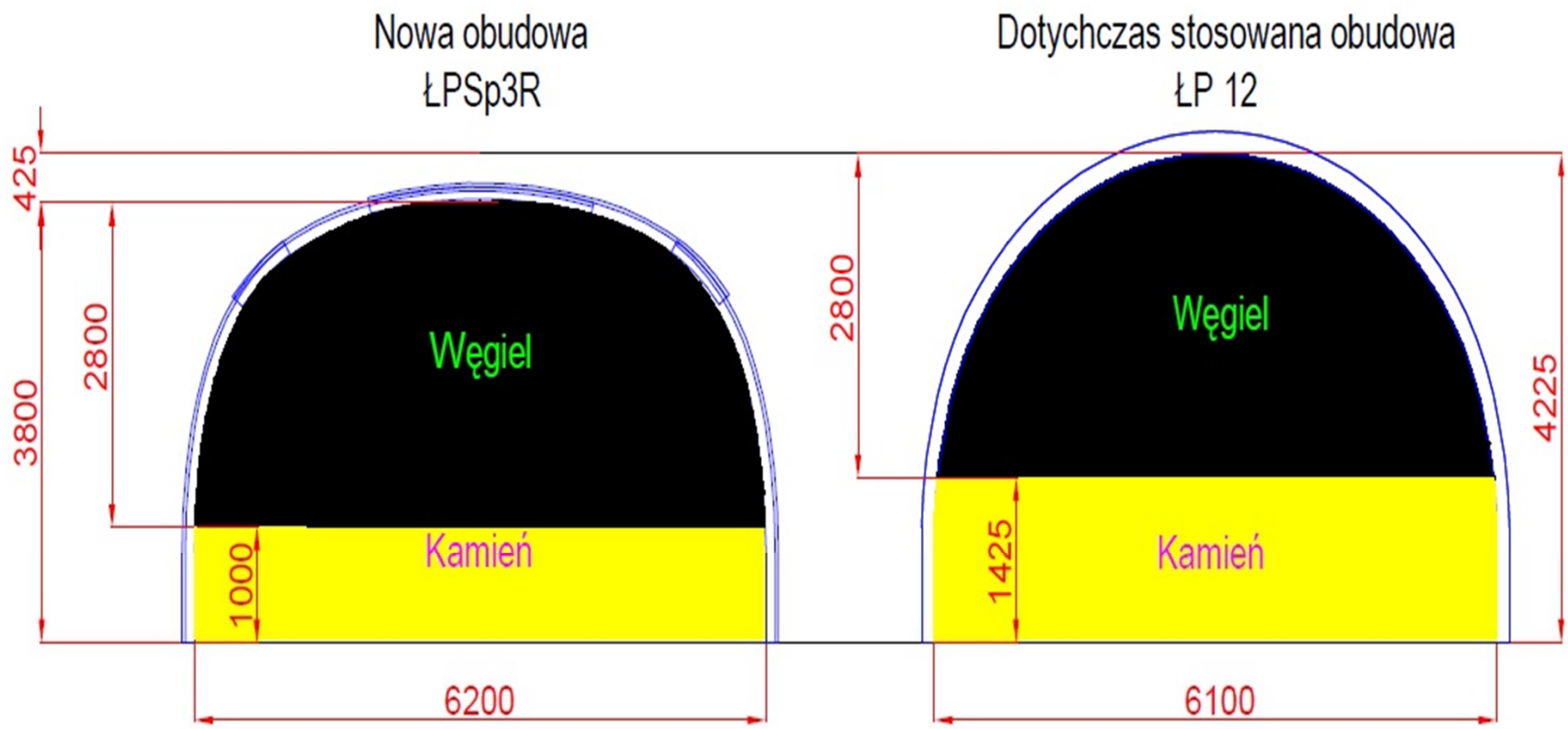

6. Przy ociosie podwozie jest obracane do osi maszyny.




7. Kotwiarka wycofuję się za kombajn, a kombajn podjeżdża do przodka.



# Porównanie przekrojów poprzecznych wyrobisk z zastosowaniem różnych typów obudowy




**W przekroju wyrobiska wykonanego w obudowie ŁPSp3R jest o 28% mniej kamienia**

| | ANALIZA PORÓWNAWCZA KWK MURCKI-STASZIC | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | 100 metrów wyrobiska | | | 100 metrów wyrobiska | |
| | miąższość pokładu | 2,8 m | | | 2,8 m | |
| | przekrój w świetle wyrobiska [$m^2$] | 21,80 | 20,90 | | 21,80 | 20,90 |
| | udział węgla w przekroju [$m^2$] | 13,15 | 14,70 | | 13,15 | 14,70 |
| | udział skały w przekroju [$m^2$] | 8,65 | 6,20 | | 8,65 | 6,20 |
| | | ŁP12 V32/4 | ŁPSp3R V32 6.2x3.8 | | ŁP12 V32/4 | ŁPSp3R V32 6.2x3.8 |
| | długość wyrobiska [mb] | 100 | | | 100 | |
| | ilość węgla z wyrobiska [tona] | 1 841 | 2 058 | | 1 841 | 2 058 |
| | ilość kamienia z wyrobiska [tona] | 2 163 | 1 550 | | 2 163 | 1 550 |
| | przychód ze sprzedaży węgla [240 zł/tona] | 441 840 | 493 920 | | 441 840 | 493 920 |
| | koszt utylizacji kamienia [11 zł/tona] | 23 788 | 17 050 | | 23 788 | 17 050 |
| | PRZYCHÓD Z DRĄŻENIA WYROBISKA [ZŁ] (PRZYCHÓD WĘGIEL - UTYLIZACJA KAMIEŃ) | 418 052,50 | 476 870,00 | | 418 052,50 | 476 870,00 |
| | masa odrzwi obudowy (strop+ ocios) [kg] | 444 | 495,2 | | 444 | 495,2 |
| | cena 1 tony obudowy [zł] | 2 800 | 3 100 | | 2 800 | 3 100 |
| | koszt odrzwi obudowy (bez strzemion) [zł] | 1 243,20 | 1 535,12 | | 1 243,20 | 1 535,12 |
| | liczba strzemion dla pojedynczych odrzwi [szt] | 6 | 8 | | 6 | 8 |
| | cena strzemiona [zł] | 29 | 29 | | 29 | 29 |
| | koszt strzemion dla pojedynczych odrzwi [zł] | 174 | 232 | | 174 | 232 |
| | koszt pojedynczych odrzwi obudowy (ze strzemionami) [zł] | 1 417,20 | 1 767,12 | | 1 417,20 | 1 767,12 |
| | rozstaw odrzwi [mb] | 0,75 | 0,75 | | 0,75 | 1,00 |
| | liczba odrzwi / wyrobisko [szt.] | 133 | 133 | | 133 | 100 |
| | koszt odrzwi (ze strzemionami) / wyrobisko [zł] | 188 960,00 | 235 616,00 | | 188 960,00 | 176 712,00 |
| | liczba stóp podporowych / wyrobisko [szt.] | 266 | 266 | | 266 | 200 |
| | cena jednostkowa stopy podporowej [zł] | 20 | 20 | | 20 | 20 |
| | koszt stóp podporowych / wyrobisko [zł] | 5 320 | 5 320 | | 5 320 | 4 000 |
| | liczba rozpór / wyrobisko [szt.] | 1 588 | 1 588 | | 1 588 | 1 188 |
| | cena jednostkowa rozpory [zł] | 7,84 | 7,84 | | 7,84 | 9,20 |
| | koszt rozpór / wyrobisko [zł] | 12 450 | 12 450 | | 12 450 | 10 930 |
| | liczba siatek / wyrobisko [szt] | 3 176 | 3 044 | | 3 176 | 2 277 |
| | cena jednostkowa siatki [zł] | 3,00 | 3,00 | | 3,00 | 4,00 |
| | koszt siatki / wyrobisko [zł] | 9 528 | 9 131 | | 9 528 | 9 108 |
| | KOSZT CAŁKOWITY MATERIAŁÓW WSADOWYCH OBUDOWY PODPOROWEJ W WYROBISKU | 216 257,92 | 262 516,92 | | 216 257,92 | 200 749,60 |
| | koszt kotew prętowych 2,7 m o nośności 250kn ( 4 sztuki) [zł] | | | | | 136,00 |
| | koszt kotwy strunowej iniekcyjnej 6,0 m o nośności 400kn (sztuk 1) [zł] | | | | | 210,00 |
| | koszt ładunków klejowych lokset (14 sztuk) [zł] | | | | | 100,94 |
| | KOSZT CAŁKOWITY KOTWEW I KLEJU [ZŁ] | | | | | 446,94 |
| | KOSZT CAŁKOWITY OBUDOWY KOTWOWEJ W WYROBISKU [ZŁ] | | | | | 44 694,00 |
| | ZYSK: przychód z drążenia pomniejszony o koszty: | | | | | |
| | odrzwi, strzemion, stóp podporowych, rozpór, kotwi, siatek [zł] | 201 794,58 | 214 353,08 | | 201 794,58 | 231 426,40 |
| | | różnica | 12 558,50 | | różnica | 29 631,82 |

## Analiza porównawcza KWK Murcki-Staszic (wg. aktualnych cen)

| | 100 metrów wyrobiska | | 100 metrów wyrobiska | |
|---|---|---|---|---|
| miąższość pokładu | 2,8 m | | 2,8 m | |
| przekrój w świetle wyrobiska [$m^2$] | 21,80 | 20,90 | 21,80 | 20,90 |
| udział węgla w przekroju [$m^2$] | 13,15 | 14,70 | 13,15 | 14,70 |
| udział skały w przekroju [$m^2$] | 8,65 | 6,20 | 8,65 | 6,20 |
| | ŁP12 V32/4 | ŁPSp3R V32 6.2x3.8 | ŁP12 V32/4 | ŁPSp3R V32 6.2x3.8 |
| długość wyrobiska [mb] | 100 | | 100 | |
| ilość węgla z wyrobiska [tona] | 1 841 | 2 058 | 1 841 | 2 058 |
| ilość kamienia z wyrobiska [tona] | 2 163 | 1 550 | 2 163 | 1 550 |
| przychód ze sprzedaży węgla [240 zł/tona] | 441 840 | 493 920 | 441 840 | 493 920 |
| koszt utylizacji kamienia [11 zł/tona] | 23 788 | 17 050 | 23 788 | 17 050 |
| przychód z drążenia wyrobiska [zł] (przychód węgiel – utylizacja kamienia) | 418 052,50 | 476 870,00 | 418 052,50 | 476 870,00 |
| masa odrzwi obudowy (strop + ocios) [kg] | 444 | 495,2 | 444 | 495,2 |
| cena 1 tony obudowy [zł] | 2 800 | 3 100 | 2 800 | 3 100 |
| koszt odrzwi obudowy (bez strzemion) [zł] | 1 234,32 | 1 470,00 | 1 234,32 | 1 470,00 |
| liczba strzemion dla pojedynczych odrzwi [szt] | 6 | 8 | 6 | 8 |
| cena strzemiona [zł] | 50 | 50 | 50 | 50 |
| koszt strzemion dla pojedynczych odrzwi [zł] | 301 | 400 | 300 | 400 |
| koszt pojedyczych odrzwi obudowy (ze strzemionami) [zł] | 1 534,92 | 1 870,00 | 1 534,32 | 1 870,00 |
| rozstaw odrzwi [mb] | 0,75 | 0,75 | 0,75 | 1,00 |
| liczba odrzwi / wyrobisko [szt.] | 133 | 133 | 133 | 100 |
| koszt odrzwi (ze strzemionami) / wyrobisko [zł] | 204 656,00 | 249 333,33 | 204 576,00 | 187 000,00 |
| liczba stóp podporowych / wyrobisko [szt.] | 266 | 266 | 266 | 200 |
| cena jednostkowa stopy podporowej [zł] | 8 | 8 | 8 | 8 |
| koszt stóp podporowych / wyrobisko [zł] | 2 125 | 2 128 | 2 128 | 1 600 |
| liczba rozpór / wyrobisko [szt.] | 1 588 | 1 588 | 1 588 | 1 188 |
| cena jednostkowa rozpory [zł] | 9,80 | 9,80 | 9,80 | 12,80 |
| koszt rozpór / wyrobisko [zł] | 15 562 | 15 562 | 15 562 | 15 206 |
| liczba siatek / wyrobisko [szt] | 3 176 | 3 044 | 3 176 | 2 277 |
| cena jednostkowa siatki [zł] | 7,43 | 7,43 | 7,43 | 9,82 |
| koszt siatki / wyrobisko [zł] | 23 598 | 22 614 | 23 598 | 22 360 |
| koszt całkowity materiałów wsadowych obudowy podporowej w wyrobisku | *245 941,42* | *289 638,18* | *245 864,08* | *226 166,54* |
| koszt kotew prętowych 2,7 m o nośności 250kN ( 4 sztuki) [zł] | | | | 136,00 |
| koszt kotwy strunowej iniekcyjnej 6,0 m o nośności 400kN (sztuk 1) [zł] | | | | 210,00 |
| koszt ładunków klejowych Lokset (14 sztuk) [zł] | | | | 100,94 |
| koszt całkowity kotwew i kleju [zł] | | | | 446,94 |
| koszt całkowity obudowy kotwowej w wyrobisku [zł] | | | | 44 694,00 |
| ZYSK : przychód z drążenia pomniejszony o koszty: | | | | |
| odrzwi, strzemion, stóp podporowych, rozpór, kotwi, siatek [zł] | 172 111,08 | 187 231,82 | 172 188,42 | 206 009,46 |
| | różnica | 15 120,74 | różnica | 33 821,04 |

| Koszt wykonania wyrobiska [zł] | Rozstaw 0,75m dla ŁP-12 | Rozstaw 1,0m dla ŁPSp3R+ kotwienie | Różnica w kosztach [zł] |
|---|---|---|---|
| Dla 1000m wyrobiska ( zł) | 2 458 608 | 2 060 094 | **398 514** |

# Analiza czasu wykonania wyrobiska o długości 1000 m

| Rozstaw obudowy | 0,75m | 1,0m+kotwienie |
|---|---|---|
| postęp dobowy | 7,5m (10 odrzwi) | 10m |
| czas wykonania 1000m wyrobiska | 133 dni | 100 dni |

**WNIOSEK:**

**Zastosowanie obudowy podporowo-kotwowej skraca czas wykonania wyrobiska o długości 1000m o 33 dni, co powoduje oszczędności na robociźnie w wysokości ok. 2 244 000 zł.**


MARIOLKA




E+Z ELGER+ZAMEK








DZIĘKUJEMY
ZA UWAGĘ

**Centrala PGG**

Elżbieta Gałuszka

Największe wyzwania sfery pracowniczej dla polskiego górnictwa okiem i działaniem projektu „Górnictwo OK.”.

# Problem oceny efektywności metod przygotowania górotworu do głębienia szybów

mgr inż. Sławomir Fabich
dr inż. Sławomir Świtoń
*KGHM Cuprum CENTRUM BADAWCZO-ROZWOJOWE Sp. z o.o.*

mgr inż. Robert Niemczyk
*Przedsiębiorstwo Budowy Kopalń „PeBeKa" S.A.*

STRESZCZENIE: Każde złoże kopaliny użytecznej, które zaklasyfikowane jest do eksploatacji górniczej wymaga wyboru sposobu jego udostępnienia. Woda zawarta w górotworze zawsze stanowi pewną przeszkodę w trakcie prowadzenia robót górniczych i inżynierskich. Niekontrolowane dopływy wielokrotnie powodowały utrudnienia w prowadzeniu prac jak również w skrajnych przypadkach doprowadzały do katastrofalnych zatopień. W niniejszym artykule, który powstał na podstawie wyników Etapu I Zadania nr 4 projektu I-MORE, finansowanego przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju oraz KGHM Polska Miedź S.A. omówione zostały stosowane w kopalniach rud miedzi metody przygotowania górotworu dla potrzeb wykonywania w nim wyrobisk udostępniających. Przeprowadzono syntetyczne porównanie możliwych do zastosowania w danych warunkach metod, ze szczególnym naciskiem na określenie czynników mających największy wpływ na ich efektywność. W celu określenia efektywności rozumianej, jako skuteczność metody przygotowania górotworu w stopniu gwarantującym bezpieczne prowadzenie prac związanych z wykonywaniem wyrobiska udostępniającego, zaproponowano jego miarę w postaci współczynnika efektywności.

SŁOWA KLUCZOWE: przygotowanie górotworu, głębienie szybów górniczych

## 1. WPROWADZENIE

Wraz z planowaniem rozpoczęcia eksploatacji danego złoża niezbędnym jest dobór metody jego udostępnienia. Wraz z tym koniecznym jest rozpoznanie warunków geologiczno-górniczych, które w sposób bezpośredni wymuszają zastosowanie odpowiednich środków technicznych niezbędnych dla efektywnego oraz bezpiecznego wykonania takiego wyrobiska. Największym problemem napotykanym w trakcie głębienia szybów w trudnych warunkach geologiczno-górniczych jest woda, której niekontrolowane dopływy do wyrobiska szybowego mogą spowodować jego zatopienie, co równoznaczne jest z koniecznością przerwania jego głębienia i usunięcia przyczyn. Niezbędnym, zatem jest podejmowanie kroków mających na celu skuteczne zabezpieczenie wyrobiska szybowego podczas jego głębienia przed niekontrolowanym dopływem wody do jego wnętrza. Niejednokrotnie oprócz problemów z dopływem

wody istnieje konieczność wzmocnienia ociosów, celem zapewnienia ich stabilności do czasu zabudowy obudowy. Stąd mówiąc o procesie przygotowania górotworu do głębienia i jego oczekiwanych skutkach mamy na myśli zarówno ograniczenie dopływu wody do wyrobiska szybowego jak również poprawę własności wytrzymałościowych skał. Jest kilka metod przygotowania górotworu i każda z nich stosowana jest do odpowiednich w danych warunkach potrzeb. Związane jest to bowiem z efektywnością oraz związaną z nią skutecznością, różną w odmiennych warunkach ich stosowania. W niniejszym artykule omówiono metody przygotowania górotworu, najczęściej stosowane w górnictwie rudnym, oraz zaproponowano sposób oceny efektywności metody w odniesieniu do celu głównego, jakim jest bezpieczne wykonanie szybu, z właściwie dobraną obudową, gwarantującą jego funkcjonowanie w długim okresie.

## 2. PRZEGLĄD METOD PRZYGOTOWANIA GÓROTWORU DO GŁĘBIENIA

Obecnie w budownictwie podziemnym stosuje się rozliczne metody pozwalające na bezpieczne prowadzenie prac w warunkach zagrożenia wodnego. Do najpopularniejszych należą:

- iniekcja górotworu polegająca na zatłaczaniu pod ciśnieniem środków chemicznych i cementów, której celem jest zespolenie i ograniczenie przepuszczalności skał, przez co redukuje się dopływy wód do wyrobiska, zwiększając jednocześnie wytrzymałość skał w stopniu zapewniającym stabilność wyrobiska do czasu zabezpieczenia go obudową
- zamrażanie górotworu polegające na obniżeniu temperatury gruntu poniżej temperatury zamarzania wód gruntowych powodujące powstanie nieprzepuszczalnej, stabilnej warstwy lodogruntu;
- drenaż górotworu, zapewniający obniżenie zwierciadła wody na tyle, aby możliwe było wykonanie prac w osuszonym tą metodą górotworze.

### 2.1. Metoda mrożenia górotworu

Metoda mrożenia górotworu została opatentowana w 1863 r przez niemieckiego naukowca Frederick H. Poetscha. Pierwsze wzmianki odnośnie jej zastosowania pochodzą z 1862 r. z kopalni węgla w Walii [1]. Metoda mrożeniowa polega na zamrożeniu zawartej w skałach wody, poprzez obieg czynnika chłodzącego (najczęściej roztworu $CaCl_2$) w orurowanych otworach mrożeniowych [2]. Otwory mrożeniowe rozlokowane są w określonej odległości od osi projektowanego szybu i rozmieszcza się je na planie okręgu zwanego kręgiem otworów mrożeniowych. Solanka, schłodzona w Stacji Agregatów Mrożeniowych do temperatury od -27 do -35$^{o}$C zatłaczana jest poprzez kolektor do otworów mrożeniowych pompami szybowego obiegu solankowego. Głównym celem tego procesu jest stopniowe ochładzanie poszczególnych pakietów skalnych, aż do całkowitego ich zamrożenia. Jak już wcześniej stwierdzono, głównym celem procesu mrożenia jest przemiana w lód wody wypełniającej szkielet gruntu (skały). Drugim istotnym zadaniem wytworzonego płaszcza mrożeniowego jest wzrost wytrzymałości skały otaczającej wyrobisko. I tu, ze względów wytrzymałościowych niezbędne jest spełnienie dwóch warunków (Kostrz, 1964):

- uzyskanie wymaganej grubości płaszcza mrożeniowego w poszczególnych pakietach skalnych;
- zamrożenie ociosów projektowanego wyłomu szybu.

W chwili spełnienia powyższych warunków (dwóch równocześnie) możliwe jest rozpoczęcie głębienia szybu.

## 2.1. Iniekcja górotworu

Iniekcja zaczynami cementowymi może być prowadzona z powierzchni lub z dna głębionego szybu. Cementacja z powierzchni ma na celu nie tylko wypełnienie pustek w miejscu wypływu kurzawki, lecz również stworzenie dostatecznie mocnego korka w szybie, zabezpieczającego przed dalszymi wypływami wody i kurzawki do szybu. Do iniekcji stosuje się otwory iniekcyjne wykonane w sposób analogiczny, jak do mrożenia górotworu, z tym, że długości zarurowanego odcinka otworu dobiera się indywidualnie do sytuacji w górotworze.
W wielu przypadkach, po przejściu robotami górniczymi strefy mrożonej, w górotworze występują warunki wymuszające konieczność jego uszczelnienia lub/i wzmocnieniu. Przeważnie dotyczy to sytuacji, gdy strefa ta jest położona w odległości kilkudziesięciu metrów od końca strefy mrożonej, gdzie wydłużenie strefy mrożenia jest po prostu nieopłacalne. W takim przypadku sięga się po metodę cementacji wyprzedzającej prowadzonej z dna szybu. Iniekcja ta prowadzona jest przeważnie w oparciu o zaczyny wykonywane na bazie cementów portlandzkich lub hutniczych, z domieszkami wypełniaczy i modyfikatorów czasu W nielicznych przypadkach iniekcja taka jest prowadzona w oparciu o chemiczne środki uszczelniające, ale z racji tego, że jest ona najczęściej prowadzona przez korek betonowy lub skalny korek naturalny, stosowanie chemicznych środków iniekcyjnych jest po prostu nieopłacalne, gdyż dużo iniektu jest tracone w otworach iniekcyjnych.

## 2.3. Metoda drenażu górotworu

Drenaż górotworu jest popularną metodą, która wykorzystywana jest przede wszystkim w budownictwie oraz w górnictwie, w odwadnianiu kopalń odkrywkowych jak również wyrobisk podziemnych. Warunkiem jej stosowania są korzystne do tego drenażu warunki w górotworze tj. ograniczona zasobność horyzontów wodonośnych, charakter przepływów wód w górotworze, właściwości hydrogeologiczne ośrodka Drenaż wykonywany w tym celu może być realizowany różnymi metodami. Najczęściej stosowaną metodą jest wykonanie bariery studni odwadniających na obwodzie planowanego wykopu lub odkrywki.
Wykonanie takiej bariery zapewnia zabezpieczenie przed zalaniem planowanego wykopu. Odwodnienie luźnych piasków i mułów poprawia również stabilność takiego gruntu przez zmniejszenie ciśnienia porowego wody i zwiększenie tarcia między ziarnami skały. Mimo, iż usunięcie wody z warstw wodonośnych poprawia ich właściwości geomechaniczne to metoda ta nie zapewnia pełnej stabilizacji gruntu szczególnie w warstwach o słabej przepuszczalności czy też w warstwach ilastych.
Metoda odwadniana stosowana jest przede wszystkim przy wykonywaniu stosunkowo płytkich wykopów lub przy budowie kopalń odkrywkowych. W inwestycjach tego typu poza drenażem otworami stosowane są również metody ujmowania wód przy pomocy dodatkowych rowów odwadniających przechwytujących wodę z opadów powierzchniowych i przesiąków z warstw wodonośnych.
Doświadczenia w głębieniu szybów z metodą drenażu wskazują, że metoda ta nie zawsze jest skuteczna. Za przykład może posłużyć głębienie szybów kopalni węgla kamiennego „Morcinek". W ramach projektu budowy szybów I i II odwiercono dziesięć otworów odwadniających w ich pobliżu. Otwory te, o głębokości 650 m planowo miały zapewnić obniżenie zwierciadła wód gruntowych do poziomu 560 m. W toku głębienia, przy przechodzeniu przez warstwy wodonośne i gazonośne, mimo prowadzenia drenażu doszło do zwiększonego dopływu do wyrobiska szybowego wody i gazu. Wydobywająca się pod ciśnieniem z górotworu woda powo-

dowała zaciskanie się wyrobiska i osypywanie ścian zabierki. Reasumując, odwadnianie górotworu metodami drenażowymi w przypadku niewielkich głębokości zalegania warstw wodonośnych oraz ich korzystnych właściwości filtracyjnych może być skuteczną metodą pomagającą głębić szyb w warunkach zawodnienia. W przypadku większej głębokości zalegania warstw zawodnionych, niekorzystnych uwarunkowań hydrogeologicznych lub wykształcenia litologicznego, umożliwiającego gromadzenie się w górotworze wód resztkowych (zastoinowych), drenaż górotworu nie powinien być rozpatrywany, jako podstawowa metoda przygotowania górotworu do głębienia. Ponadto, w przypadku głębienia szybu w zawodnionych nieskonsolidowanych warstwach (np. iły, mułki, gliny zapiaszczone) metoda ta jest całkowicie nieskuteczna gdyż nie zapewnia pełnej stabilizacji ociosów do czasu ich zabezpieczenia obudową. Prowadzenie robót w takich warunkach wymusza zastosowanie metod zapewniających pełną konsolidacje gruntu poprzez jego zamrożenie lub scalenie zabiegami cementacji.

## 3. KRYTERIUM OCENY EFEKTYWNOŚCI PROCESU PRZYGOTOWANIA GÓROTWORU DO GŁĘBIENIA SZYBÓW GÓRNICZYCH

Ocena efektywności procesu przygotowania górotworu jest stosunkowo skomplikowanym zagadnieniem, gdyż musi wiązać ze sobą wiele parametrów, których identyfikacja jest czasem bardzo utrudniona. Na tę efektywność składają się:

- koszt;
- czas realizacji;
- skuteczność;
- ryzyko.

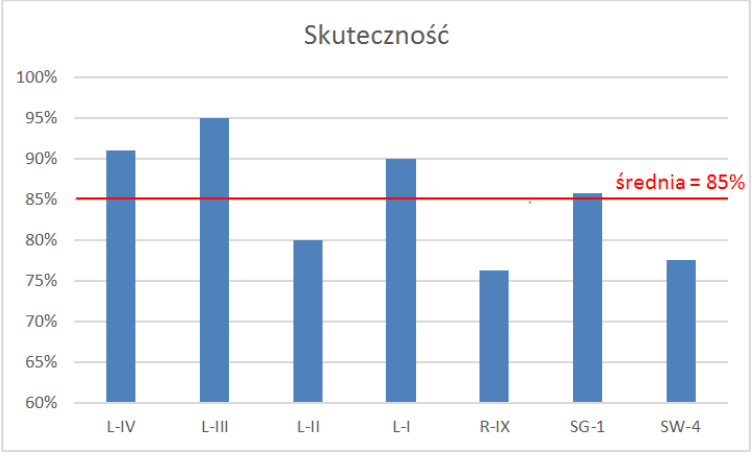
Pierwszym i podstawowym kryterium oceny efektywności metod przygotowania górotworu jaki przeanalizowano był koszt materiałów, pracy ludzi i sprzętu, jaki poniesiono na przygotowanie górotworu do głębienia. W ramach tej analizy wzięto pod uwagę jedynie koszty zmienne, a więc wszystkie te, które uzależnione są od czasu i głębokości przygotowania górotworu jak np. koszt odwiercenia otworów mrożeniowych/cementacyjnych. Dodatkowo w drugim etapie analizy kosztowej przeanalizowano koszty stałe, a więc koszt mobilizacji i przygotowania, jaki niezbędny jest do rozpoczęcia jakichkolwiek prac związanych z przygotowaniem górotworu do głębienia. Kolejnym elementem podlegającym ocenie był czas, jaki był wymagany do wykonania pełnego przygotowania górotworu. W analizie ekonomicznej czas trwania całego procesu skutkuje na wprost zmianą kosztu pracy sprzętu oraz robocizny. Skuteczność oraz ryzyko są najtrudniejszymi parametrami do zdefiniowania ich w sensie ilościowym. Z racji tego, iż każda z metod przygotowania górotworu do głębienia ma za zadanie zminimalizowanie dopływu wody do wyrobiska szybowego, skuteczność metody postanowiono określić, na podstawie różnicy pomiędzy dopływem początkowym (przed stosowaniem danej metody), a końcowym, czyli po jej zakończeniu. Ponadto w parametrze związanym ze skutecznością ukryto również kryterium oceny metody związane z ryzykiem jej stosowania. W ten sposób sparametryzowano każdą z metod przygotowania górotworu i opracowano współczynnik jej efektywności– wEMP. Opisany jest on następującym równaniem:

$$wEMP = \frac{K_{op}}{H \cdot S} \text{ [zł/m]}$$

gdzie:
$K_{op}$ – Koszty operacyjne danej metody przygotowania górotworu [zł]

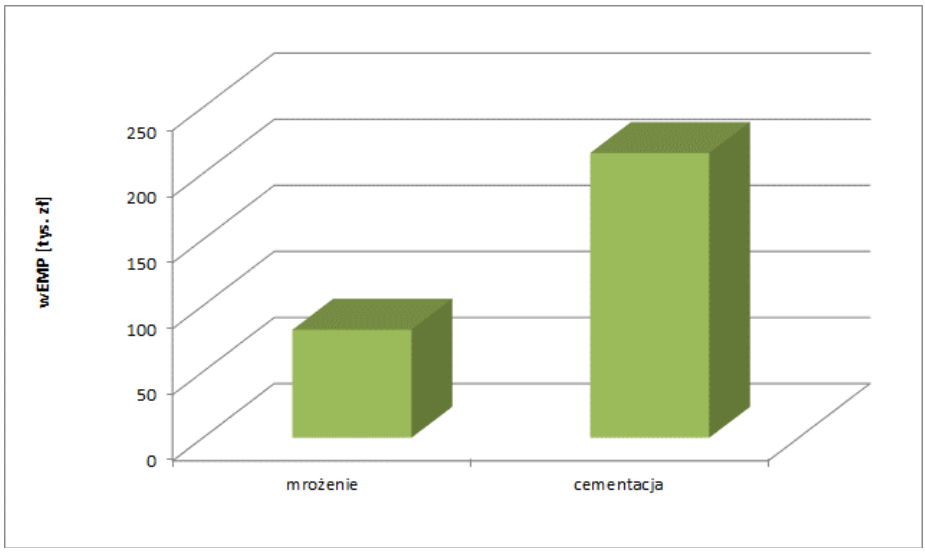
H – Zasięg (głębokość) przygotowania górotworu [m]
S – Skuteczność danej metody [%].

Na potrzeby wykonania opisywanego projektu posłużono się archiwalnymi danymi z szybów głębionych w kopalniach LGOM. W celu oceny efektywności metod przygotowania górotworu w tych kopalniach posłużono się właśnie współczynnikiem wEMP. Analizy przeprowadzono dla dwóch metod przygotowania górotworu do głębienia szybu: techniki mrożeniowej oraz cementacji wyprzedzającej. Danymi wejściowymi do obliczeń tego współczynnika były archiwalne zestawienia pozyskiwane z Książek raportowych oraz dokumentacji powykonawczych. W estymacjach kosztowych posłużono się najświeższymi danymi pochodzącymi z szybu SW-4.
Jak już wcześniej wspomniano najbardziej problematycznym parametrem w opisywanym współczynniku jest parametr charakteryzujący skuteczność danej metody, określany z dopływów przed i po pracach w górotworze. W przypadku mrożenia skuteczność wynosi 100%, gdyż całość wody zgromadzonej w górotworze zostaje w nim zatrzymana i podczas głębienia szybu nie występuje dopływ wody do wyrobiska szybowego. W przypadku cementacji wyprzedzającej sytuacja wygląda nieco inaczej, gdyż na podstawie archiwalnych danych stwierdzić można, iż metoda ta nigdy nie gwarantowała 100 % redukcji dopływu wody do wyrobiska szybowego. Wykonano, więc analizę dopływu wody przed rozpoczęciem cementacji wyprzedzającej oraz po jej zakończeniu. Wyniki takiej analizy przedstawiono na Rys. 1. Wynika z niej, iż średnia wartość skuteczności tej metody wynosi około 85%.




Rys. 1. Analiza skuteczności cementacji wyprzedzającej
Fig. 1. Analysis of grouting efficiency

Po obliczeniu skuteczności metody dokonano wyliczenia współczynnika wEMP dla trzech metod: mrożeniowej oraz cementacji wyprzedzającej. Wartość omawianego współczynnika przedstawiono na rys. 2.

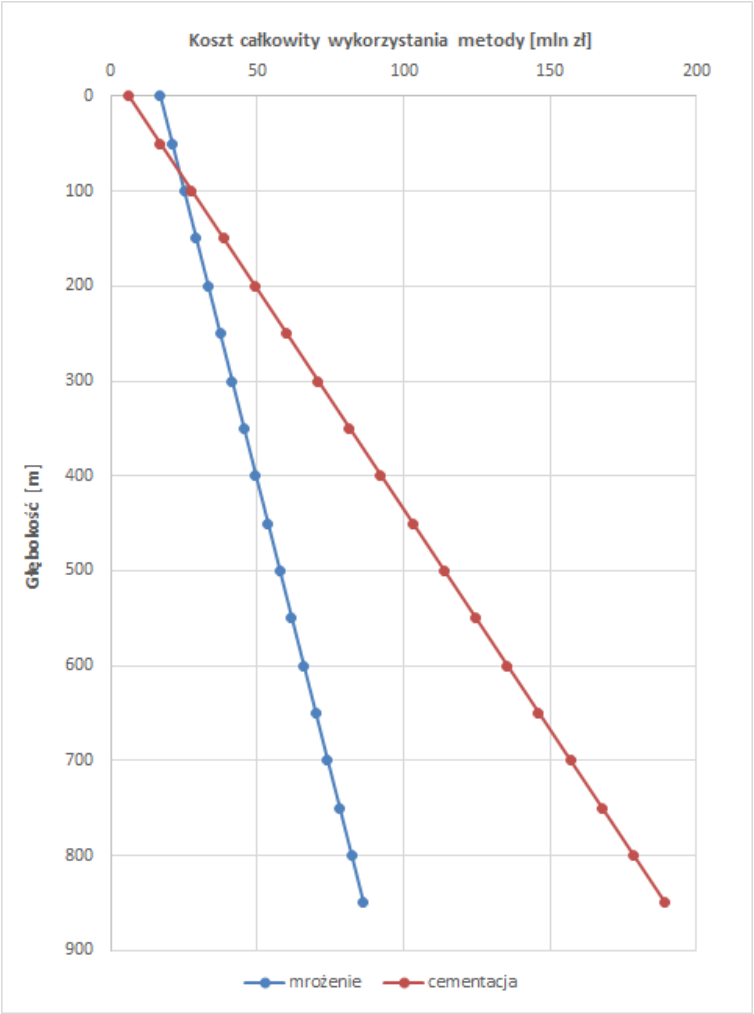


Rys. 2. Wartość współczynnika wEMP dla różnych metod przygotowania górotworu
Fig. 2. wEMP coefficient value for various rock mass treatments methods

Najniższa (czyli najlepsza) jego wartość uzyskana została w przypadku techniki mrożeniowej. Uwzględnia ona koszt wykonania otworów mrożeniowych, gdyż jest on zależny od głębokości, nie uwzględnia jednak kosztów związanych z mobilizacją na placu budowy jaka jest niezbędna w przypadku wykorzystania każdej z metod. Koszty mobilizacji różnią się w zależności od rodzaju omawianej metody. Dlatego też wykonano analizę wrażliwości uwzględniającą wpływ kosztów mobilizacji sprzętu oraz wartość współczynnika wEMP i ich zmienność wraz z głębokością. W tym celu posłużono się opracowaną zależnością:

$$K = wEMP * H + Kst \quad [\text{zł}]$$

gdzie:
wEMP – wsp. efektywności metody przygotowania górotworu do głębienia [zł/m]
$K_{st}$ – Koszty stałe związane z mobilizacją sprzętu [zł]
H – Zasięg (głębokość) przygotowania górotworu [m]



Rys. 2. Koszt całkowity wykorzystania metody w zależności od głębokości jej stosowania
Fig. 2. Total cost of rock mass treatment usage in order to depth of its implementation

Z powyższej analizy wynika, iż metoda cementacji wyprzedzającej z powierzchni może być efektywnie stosowana jedynie do głębokości około 90 m. Poniżej, najbardziej optymalną jest metoda mrożenia górotworu.

## 4. PODSUMOWANIE

W warunkach geologiczno-hydrogeologicznych eksploatacji złoża w rejonie monokliny przedsudeckiej koniecznym jest stosowanie metody specjalnej głębienia szybów. Ze względu na dużą wagę procesu przygotowania górotworu pod względem zarówno bezpieczeństwa podczas głębienia szybu oraz samego kosztu takiego procesu, koniecznym jest jego zoptymalizowanie pod kątem ekonomicznym przy zapewnieniu jak największej skuteczności w aspekcie bezpie-

czeństwa prac oraz trwałości w aspekcie rodzaju zastosowanej obudowy. W niniejszym artykule dokonano przeglądu metod oraz wyznaczono współczynnik efektywności metody przygotowania górotworu do głębienia, będący wieloaspektową miarą oceny konkretnej metody. Z jego oszacowania dla dwóch metod przygotowania górotworu do głębienia, a więc mrożenia i cementacji wyprzedzającej wynika, iż najbardziej optymalnym rozwiązaniem pomimo dużych kosztów związanych z uruchomieniem instalacji, jest metoda mrożeniowa. Dzieje się tak za sprawą skuteczności wykorzystania metody, która w przypadku mrożenia górotworu wynosi 100%. Inną analizą, jaką wykonano był wpływ głębokości stosowania metody na koszt jej stosowania. Wynika z niej, iż metoda cementacji wyprzedzającej z powierzchni może być efektywnie stosowana jedynie do około 90 m głębokości.

## 5. LITERATURA


[1] Chunlai Yang, Zongmin Wang., 2005: Surface Pre-grouting and Freezing for Shaft Sinking in Aquifer Formations., Mine Water and the Environment nr 24, str. 209-212
[2] Kostrz, J., 1964: Górnictwo tom 6. Wykonywanie wyrobisk część 2. Głębienie szybów specjalnymi metodami, Katowice: Wydawnictwo Śląsk.
[3] Pawłowicz, K., 1959: Specjalne metody głębienia szybów, Przegląd Górniczy.
[4] Schmall, P. C., Maishman, D., 2007: Ground freezing a proven technology in shaft sinking, TUC, str. 25-30.


## ASSESSMENT OF THE SPECIAL ROCK MASS TREATMENT EFFECTIVENESS.


Each deposit which is classified for mining needs to be opened. The water contained in the ground is always an obstacle in the course of mining and engineering. Uncontrolled tributaries repeatedly caused difficulties in carrying out the work as well as in extreme cases led to catastrophic flooding. In this paper, which was based on implemented under Phase I Task 4 I-MORE project and sponsored by the National Centre for Research and Development and KGHM Polish Copper SA., various special rock mass treatment methods were presented. Compares of those methods was performed with particular emphasis on determining the factors with the greatest impact on their effectiveness. In order to determine the rock mass treatment effectiveness to provide safe shaft sinking, coefficient of performance has been proposed.

# Ocena możliwości optymalizacji technologii głębienia szybów w polskich kopalniach rud miedzi

Sławomir Fabich, Sławomir Świtoń
*KGHM Cuprum CENTRUM BADAWCZO-ROZWOJOWE Sp. z o.o.*

Wojciech Chojnacki, Tadeusz Rutkowski
*Przedsiębiorstwo Budowy Kopalń „PeBeKa" S.A.*

STRESZCZENIE: Obecnie wydobycie złóż rud miedzi w Polsce odbywa się tylko w obszarze monokliny przedsudeckiej. Ze względu na ich pokładowy charakter, podstawowy model udostępnienia bazuje na szybach pionowych. Przykładowo, przy aktualnie stosowanej technologii, proces głębienia szybu o głębokości 1250 m ze strefą mrożoną do 650 m trwa 5 lat. Biorąc pod uwagę wielkość zasobów rud miedzi w interwale pomiędzy głębokością 1200 a 1700 m, racjonalna gospodarka tym złożem wymusza na projektantach i technologach działania zmierzające do maksymalnego skrócenia tego czasu. W tym celu, w 2015 r. został uruchomiony projekt o kryptonimie I-MORE, współfinansowany ze środków NCBiR oraz KGHM Polska Miedź S.A. Głównym jego celem jest opracowanie innowacyjnej metody udostępnienia głębokich złóż rud miedzi, której efektem byłoby maksymalne skrócenie czasu wykonania wyrobiska udostępniającego - w przypadku szybu o głębokości jw. docelowo do około 3 lat. W niniejszym referacie zaprezentowano wyniki Zadania 1 tego projektu, którego podstawowym celem była analiza wszystkich elementów technologicznych występujących na ścieżce krytycznej obecnie stosowanej technologii wraz z oceną możliwości oraz skutków ich optymalizacji, przy zachowaniu pełnego bezpieczeństwa realizowanych w szybie prac.

SŁOWA KLUCZOWE: Głębienie szybów górniczych, optymalizacja technologii

## 1. WPROWADZENIE

Wydobycie rud miedzi w Polsce odbywa się obecnie tylko w obszarze monokliny przedsudeckiej. Charakter złoża tam zalegającego wymusza szybowy model jego udostępnienia. W chwili obecnej proces głębienia szybu pochłania około pięciu lat. W celu zapewnienia ciągłej produkcji niezbędnym jest ciągła rozbudowa aktualnie funkcjonujących kopalń, a to z kolei wiąże się z koniecznością stosunkowo szybkiego udostępniania coraz to głębszych pokładów rudy miedzi. Narodowe Centrum Badań i Rozwoju we współpracy z KGHM Polska Miedź S.A. uruchomiło projekt badawczo-rozwojowy mający na celu opracowanie technologii umożliwiającej wykonanie wyrobiska udostępniającego złoże zalegające na głębokości 1300 m w ciągu 3 lat. Projekt ten nosi nazwę I-MORE. W niniejszym artykule przedstawiono wyniki zadania 1 przedmiotowego projektu, a w szczególności jego I etapu. Zgodnie z przyjętą koncepcją ww.

zadanie zostało podzielone na cztery etapy. W pierwszym z nich [1] przeanalizowano stosowane w innych krajach technologie głębienia szybów, ze zwróceniem szczególnej uwagi na osiągane postępy robót w ściśle określonych warunkach geologiczno-górniczych i hydrogeologicznych. W drugim etapie [2] zebrano doświadczenia, jakie uzyskano przy obecnie wykorzystywanej w kopalniach LGOM technologii, wraz ze wskazaniem rozwiązań technicznych, które mogłyby istotnie wpłynąć na jej poprawę. W etapie trzecim [3] tego zadania przeanalizowano techniczne możliwości udostępnienia złoża rud miedzi w Polsce z wykorzystaniem upadowych lub modelu mieszanego, bazującego zarówno na upadowych jak i na szybach. Ostatnim etapem tego zadania była ocena ryzyka rozwiązań technicznych w odniesieniu do ich zastosowania w kopalniach rud miedzi w Polsce [4].
Niniejszy artykuł zawiera wyniki analiz przeprowadzonych w ramach realizacji etapu II tego zadana.

## 2. ROZWIĄZANIA TECHNOLOGICZNE WYKORZYSTYWANE PODCZAS GŁĘBIENIA SZYBÓW W KOPALNIACH LGOM

Górotwór w obrębie którego zalegają złoża rud miedzi w Polsce, charakteryzuje się trudnymi warunkami geologiczno-hydrogeologicznymi oraz górniczymi, znacząco utrudniającymi prace związane z ich udostępnieniem. Dla złoża położonego w obrębie monokliny przedsudeckiej, do głębokości od 330 do 410 m p.p.t. zalegają luźne utwory kenozoiczne, wykształcone głównie w postaci warstw piasków, iłów, mułków oraz węgli brunatnych. Charakteryzują się one bardzo dużym zawodnieniem, z ciśnieniem wód dochodzącym w spągu wydzielenia stratygraficznego do około 4 MPa. Ze względu na konieczność zabezpieczenia wyrobiska szybowego przed dopływem wód do przodka głębionego szybu, jak również wzmocnienia odsłoniętych ociosów do czasu zabudowy obudowy, górotwór poddawany jest mrożeniu. Poniżej utworów kenozoicznych, w profilu zalegają zwięzłe skały triasowo-permskie, z utworami górnego, środkowego oraz dolnego pstrego piaskowca, cechsztynu oraz czerwonego spągowca. Złoże rudy miedzi wykształcone jest w łupkach miedzionośnych, dolomitach i piaskowcach zalegających na kontakcie cechsztynu oraz czerwonego spągowca. Piaskowce triasu, a w zasadzie piaskowce górnego i środkowego pstrego piaskowca charakteryzują się zmiennym zawodnieniem, niskim, w starszych partiach złożowych oraz wysokim w nowoudostępnianych rejonach kopalni, szczególnie tych, położonych w północnych partiach strefy złożowej. Powyższe powoduje, że utwory te również poddawane są mrożeniu. Ze skał zalegających poniżej utworów triasu na uwagę, w odniesieniu do technologii głębienia szybów, zasługuje warstwa dolomitu głównego, o wysokiej wytrzymałości i stosunkowo niewielkiej miąższości, dochodzącej do około 20 m, ale o istotnym zawodnieniu z racji dużych ciśnień złożowych wód oraz bardzo wysokiej ich agresywności w stosunku do betonów cementowych. Drugim, istotnym dla technologii szybowej wydzieleniem jest warstwa soli kamiennej. Jej miąższość jest zmienna i może wynosić od kilkunastu metrów w przypadku szybu R-XI, do ponad 150 m w przypadku ostatniego zgłębionego szybu SW-4. Wraz z przesuwaniem się obszaru złożowego na północ wzrasta średnia miąższość utworów solnych, jak również głębokość ich zalegania. W przypadku szybu SW-4 spąg soli kamiennej zalega na głębokości 1181,8 m p.p.t.
Aktualnie stosowana technologia głębienia szybów jest ściśle zależna od warunków geologiczno-hydrogeologicznych w górotworze, a w konsekwencji od sposobu przygotowania górotworu do głębienia oraz typu stosowanej obudowy. Generalnie, na odcinku mrożonym podstawowym typem obudowy jest obudowa tubingowa z koszulką betonową. Poniżej, z wyłączeniem odcinka solnego, stosowana jest obudowa monolityczna betonowa lub żelbetowa w różnych

konfiguracjach w odniesieniu zarówno do obudowy wstępnej jak i elementów drenażu górotworu (ujęcia wody, drenaż systemowy, rynny zbierające wodę). Na odcinku soli kamiennej stosowane są różne typy obudowy, od obudowy tubingowej, poprzez obudowę żelbetową z wkładką upodatniającą, aż do obudowy powłokowej ze stalowymi pierścieniami zabezpieczającymi wyłom solny przed skutkami dylatancji.

W całym procesie głębienia szybów w ww. uwarunkowaniach można wyróżnić następujące, główne technologie głębienia szybu:

Technologia I - głębienie szybu w obudowie tubingowej z podziałem na następujące odmiany:

I.1. Głębienie szybu w obudowie tubingowej w górotworze zamrożonym – urabianie górotworu za pomocą kombajnu szybowego KDS-2;

I.2. Głębienie szybu w obudowie tubingowej w górotworze zamrożonym – urabianie górotworu za pomocą materiału wybuchowego;

I.3. Głębienie szybu w obudowie tubingowej poniżej strefy mrożonej – urabianie górotworu za pomocą materiału wybuchowego.

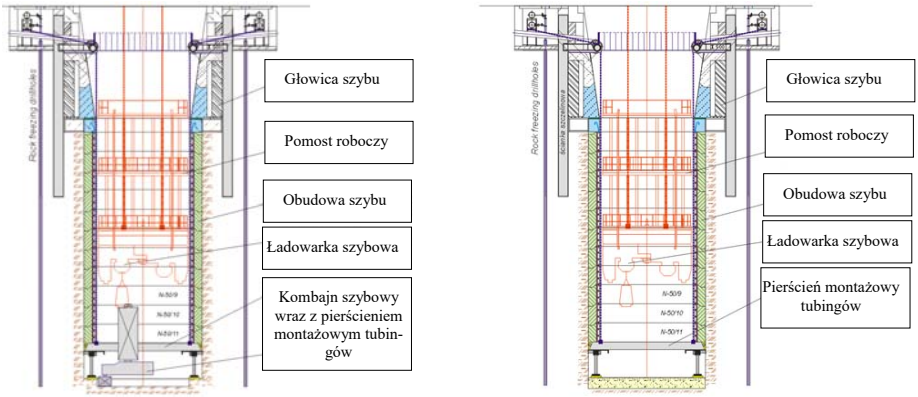
Technologia II – głębienie szybu w obudowie betonowej i innej, z podziałem na następujące odmiany:

II.1. Głębienie szybu w obudowie betonowej i żelbetowej z użyciem szalunku ślizgowego – urabianie górotworu za pomocą materiału wybuchowego;

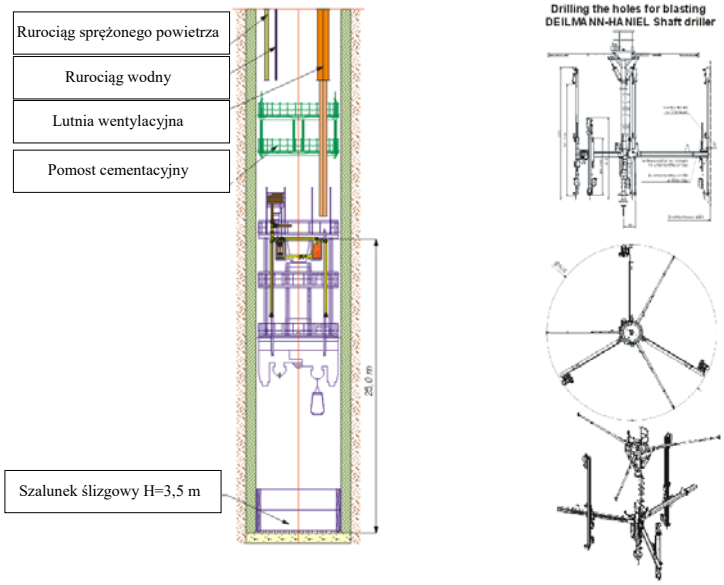
II.2. Głębienie szybu w obudowie betonowej z drenażem górotworu– urabianie górotworu za pomocą materiału wybuchowego;

II.3. Głębienie szybu w warstwie soli kamiennej - technologia uzależniona jest od typu obudowy tam zastosowanej.

W technologii I zabudowa pierścieni tubingowych odbywa się z wykorzystaniem rozpieranego na dnie szybu siłownikami hydraulicznymi pierścienia montażowego, prowadzonego na linach trzech usytuowanych na zrębie szybu wolnobieżnych wciągników bębnowych. W strefie robót górniczych prowadzonych w pierwotnie luźnym i zawodnionym a następnie zamrożonym górotworze (utwory kenozoiczne) ww. pierścień montażowy współpracuje z kombajnem szybowym KDS-2 (Rys. 1). Po osiągnięciu dnem szybu stropu zamrożonych skał zwięzłych, ww. pierścień wraz z kombajnem szybowym jest demontowany, zaś w jego miejsce wprowadzany jest pierścień montażowy przystosowany do robót strzałowych. Dalsze głębienie szybu w obudowie tubingowej prowadzone jest z wykorzystaniem techniki strzelniczej. Po osiągnięciu spągu strefy mrożonej następuje zmiana rodzaju obudowy szybu i w konsekwencji zmiana uzbrojenia szybu dla potrzeb jej wykonywania. Pierścień montażowy tubingów jest demontowany, zaś w jego miejsce na linach wciągarek wolnobieżnych podwieszane jest hydraulicznie rozpierane odeskowanie stalowe wiszące, umożliwiające wykonywanie obudowy betonowej – dalsze roboty wykonywane są w technologii II, z odmianą zależną od rodzaju skały (Rys. 2). W obu technologiach roboty prowadzone są z trzypodestowego pomostu roboczego, natomiast załadunek urobku odbywa się ładowarką szybową, wcześniej 2KS-2U/40, zaś obecnie (szyb GG-1) dwuramienną ładowarką szybową typu 2LS-5T, podwieszoną do dolnego podestu pomostu roboczego. W przypadku urabiania skał techniką strzelniczą otwory strzałowe wierci się wiertarkami ręcznymi z napędem pneumatycznym oraz wiertnicą szybową Deilmann-Haniel.




Rys. 1. Wyposażenie szybu w technologii I (odmiany: I.1, I.2, I.3)
Fig. 1. Equipment in the shaft in technology I (variants: I.1, I.2, I.3)




Rys. 2. Wyposażenie szybu w technologii II (odmiany II.1, II.2, II.3)
Fig. 2. Equipment in the shaft in technology II (variants: II.1, II.2, II.3)

Technologia I.1 jest stosowana 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. Cały cykl obejmuje urabianie skał z wykorzystaniem kombajnu szybowego (wyłom o średnicy 9,22 m) oraz zabudowę jednego pierścienia tubingowego o wysokości H = 1,5 m wraz z wykonaniem robót betonowych.
Technologia I.2 jest stosowana podczas głębienia szybu w obudowie tubingowej na odcinku zamrożonych utworów triasu, w warunkach, gdy wytrzymałość skał zamrożonych uniemożliwia zastosowanie kombajnu szybowego. Stosuje się dwie odmiany tej technologii, związane z

wielkością zabioru, wynoszącego odpowiednio 1,5 oraz 2,0 m. Ograniczenie wielkości zabioru do max 2,0 m wynika z konieczności ochrony rur mrożeniowych czynnej instalacji mrożeniowej. W technologii tej jeden pełen cykl technologiczny obejmuje urabianie skał metodą „drill & blast" (wyłom o średnicy 9,3 m) oraz zabudowę jednego pierścienia tubingowego o wysokości H = 1,5 m wraz z wykonaniem robót betonowych.

Technologia I.3 jest odmianą technologii I.2 i jest stosowana podczas głębienia szybu w obudowie tubingowej w warunkach, gdy nie ma potrzeby ochrony otworów mrożeniowych, a więc w praktyce poniżej strefy mrożonej. Nadrzędnym elementem tej technologii jest wielkość zabioru, która w tym przypadku wynosi 3,0 m. W tej sytuacji cały, pełen cykl obejmuje roboty związane z zabudową dwóch pierścieni tubingowych przy założeniu, że roboty betonowe wykonywane są dopiero po zabudowie obu pierścieni tubingowych. W technologii tej wielkość otwarcia dna szybu wynosi około 6,5 m, przy czym, przy takim otwarciu część szybu jest podsypana urobkiem w taki sposób, że pełne odsłonięcie ociosów szybu nie przekracza 4,3 m. W przypadku, gdy warunki w górotworze nie pozwalają na stosowanie otwarcia jw. w każdym z możliwych przypadków można zmniejszyć wielkość zabioru do 2,0 lub 1,5 m, doprowadzając technologię do technologii I.2.

Technologia II.1 jest podstawową technologią głębienia szybu i wykonywania obudowy na odcinku skał zwięzłych, gdzie nie ma potrzeby stosowania specjalnych metod przygotowania górotworu. Przy głębieniu szybu robotami strzałowymi pod zabudowę jednego odcinka obudowy betonowej za szalunkiem ślizgowym o wysokości 3,5 m zabiór wynosi 3,70 m. Wiercenia otworów strzałowych wykonywane są wiertarkami pneumatycznymi PR-30U lub wiertnicą szybową trzylawetową, zaś zabiory wyrównawcze ręcznymi wiertarkami pneumatycznymi PR-30U.

Technologia II.2 jest stosowana wyłącznie w strefie zalegania warstwy dolomitu głównego, charakteryzującego się wysokimi parametrami wytrzymałościowymi oraz stosunkowo dużym zawodnieniem. Charakter zawodnienia nie jest istotny z racji ewentualnych trudności w głębieniu szybów na tym odcinku, niemniej jednak ze względu na bardzo niskie współczynniki filtracji oraz zawodnienie o charakterze regionalnym jest to skała bardzo trudna do zdrenowania. Ponadto wody dolomitu charakteryzują się bardzo wysoką agresywnością względem betonu i stali. W konsekwencji powyższego, począwszy od szybu R-XI wody te są ujmowane w drenaż i w sposób kontrolowany sprowadzane rurociągami drenażowymi do wyrobisk kopalni. Na odcinku tym szyby głębione są w obudowie wstępnej kotwowej z siatką MM. Po wykonaniu wyłomu szybowego przez całą miąższość warstwy, w strefie poniżej jej spągu wykonywana jest betonowa stopa podstawowa. Następnie, po zabudowie elementów systemu drenażowego (mata drenażowa wraz ze szczelną powłoką) oraz rurociągu drenażowego wykonana jest „od dołu do góry" przy wykorzystaniu szalunków przekładanych obudowa betonowa monolityczna.

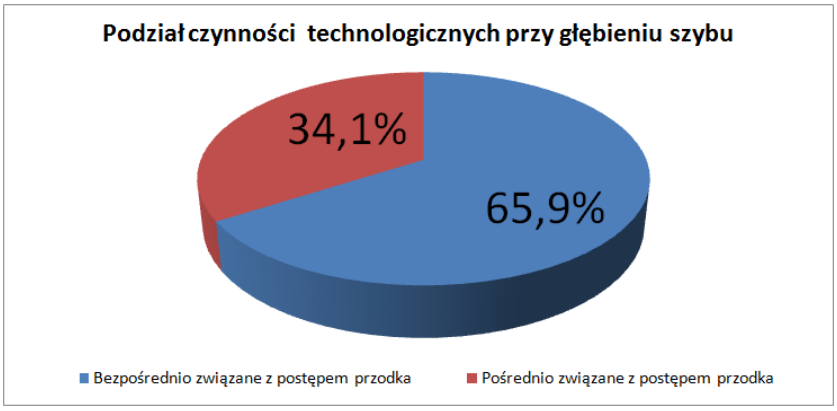
Technologia II.3 stosowana jest wyłącznie na odcinku soli kamiennej i jest uzależniona od konstrukcji samej obudowy. W szybach SW-1, SG-2 oraz R-XI przy obudowie tubingowej technologia głębienia szybu i zabudowy obudowy była praktycznie identyczna z technologią I.3. W szybie SG-1 oraz R-XI odcinek solny szybu zgłębiono częściowo w obudowie wstępnej murowej (SG-1) oraz w obudowie kotwowej (SG-1 oraz R-XI), a następnie „od dołu ku górze" wykonywano obudowę betonową z wykorzystaniem szalunków przekładanych. We wszystkich opisanych tu przypadkach górotwór solny urabiano robotami strzałowymi. W przypadku szybu SW-4, gdzie zastosowano obudowę powłokową wzmacnianą pierścieniami stalowymi z profili V25 wyłom wykonywano kombajnem szybowym.

## 3. ANALIZA ROZWIĄZAŃ TECHNICZNYCH MAJĄCYCH KLUCZOWE ZNACZENIE W PROCESIE GŁĘBIENIA SZYBÓW

Analizę elementów technologicznych procesu głębienia szybów, pod kątem wytypowania procesów mających największe znaczenie czasowe dla całego cyklu inwestycji, wykonano dwuetapowo. W pierwszym etapie postępowania, na podstawie doświadczeń podczas głębienia szybu SW-4 [5, 6] opracowano typowy harmonogram głębienia. Harmonogram skonstruowano w taki sposób, by możliwe było wydzielenie z niego poszczególnych grup powtarzalnych czynności umożliwiających określenie sumarycznych czasów ich trwania, w odniesieniu do okresu wykonywania wyrobiska udostępniającego. W drugim etapie wydzielono z procesu głębienia czynności technologiczne, mające największy wpływ na czas trwania całej inwestycji.
Działania o największym znaczeniu dla procesu głębienia szybu zgrupowano następująco:

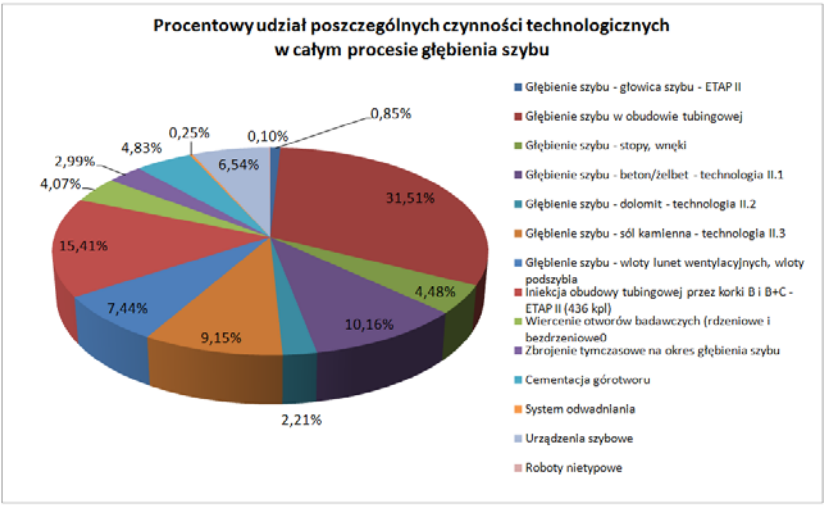
- grupa I - bezpośrednio związane z postępem głębienia szybu (głębienie szybu z zastosowaniem różnych technologii), wykonanie wyłomów oraz obudów stóp, wnęk, wlotów, wykonanie zamknięcia dna szybu.
- grupa II - pośrednio związane z postępem głębienia szybu (prace montażowe i demontaże urządzeń w szybie, wiercenie otworów badawczych, zabudowa elementów systemu odwadniania, zabudowa zbrojenia tymczasowego itp.).

Na rys. 3. zestawiono procentowy udział poszczególnych podgrup w całym procesie głębienia szybu. Z przedstawionych zestawień wynika, iż czynności technologiczne na wprost przekładające się na postęp głębienia szybu zajmują około 66% całego czasu wykonywania wyrobiska udostępniającego. Pozostałe czynności, które muszą być realizowane, aby głębienie szybu mogło być prowadzone, jak i również by było zagwarantowane wykonanie obudowy zgodnie z wymogami dokumentacji, zajmują ogółem około 34% całkowitego czasu przeznaczonego na głębienie szybu.




Rys. 3. Podział czynności technologicznych przy głębieniu szybu
Fig. 3. Division of activities connected with shaft sinking

Analiza czynności technologicznych składających się na poszczególne grupy (rys. 4) pokazuje, iż najdłużej realizowaną czynnością technologiczną, zajmującą około 31,5% czasu głębienia jest głębienie szybu w obudowie tubingowej. Jest to oczywiste, gdyż w obudowie tej wykonane jest prawie 55% wyrobiska.



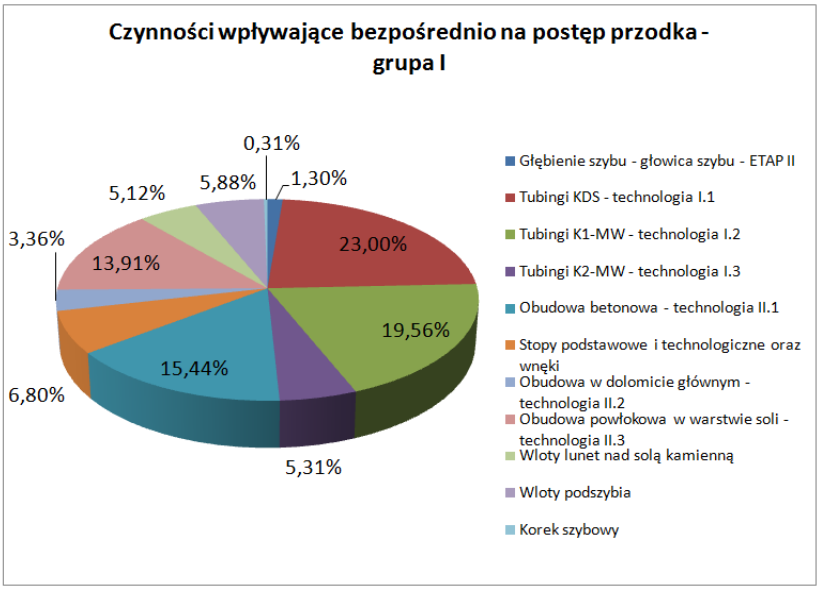

Rys. 4 Wszystkie czynności technologiczne w procesie głębienia szybu
Fig. 4 All activities in shaft sinking process

Drugą czynnością technologiczną, zajmującą prawie 15,4% całkowitego czasu przeznaczonego na głębienie szybu jest iniekcja obudowy tubingowej. Jest to czynność niewpływająca bezpośrednio na postęp głębienia szybu, niemniej jednak jej właściwe wykonanie gwarantuje poprawną pracę kolumny tubingowej w trakcie pełnienia przez szyb określonych funkcji, po przekazaniu go do eksploatacji. Zakładając, że istnieje bardzo ścisły związek pomiędzy zabudowywaną kolumną tubingową oraz jej iniekcją, obie czynności zajmują ogółem około 47% całkowitego czasu przewidzianego na głębienie szybu.
Istotnymi procesami technologicznymi w aspekcie czasu głębienia szybu są dodatkowo:

- grupa czynności technologicznych wpływająca bezpośrednio na postęp przodka (GRUPA I):
  - głębienie szybu w obudowie betonowej/żelbetowej - 10,2%,
  - głębienie szybu na odcinku soli kamiennej - 9,2%,
  - głębienie szybu na odcinku wlotów - 7,4%;
- grupa czynności technologicznych wpływająca pośrednio na postęp przodka (GRUPA II):
  - montaż urządzeń szybowych (pomost zamknięcia zrębu szybu, pomost roboczy, pomost cementacyjny, kombajn szybowy, pierścienie montażowe tubingów, szalunek ślizgowy) - 6,5%,
  - wiercenie otworów badawczych - 4,1%,
  - zabudowa zbrojenia tymczasowego na okres głębienia szybu - 3,0%.

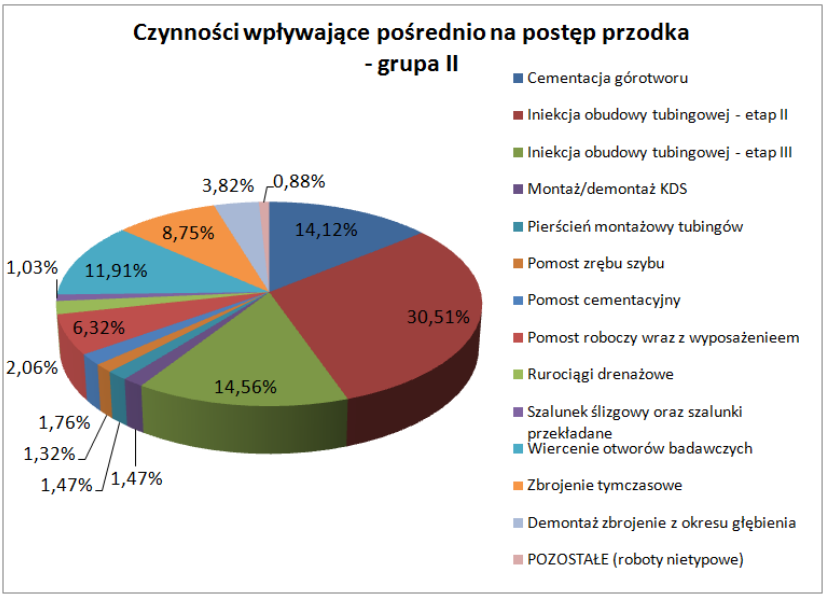
Po przeanalizowaniu grup czynności, skupiono się na procentowym udziale poszczególnych elementów w przypisanych im grupach. W tym celu wykonano obliczenia procentowego zaangażowania każdej czynności wchodzącej w skład danej grupy w całkowitym czasie trwania czynności w tej grupie. W grupie I (rys. 5) najdłużej trwającą czynnością, zajmującą 23% czasu, jest głębienie szybu w obudowie tubingowej z zastosowaniem kombajnu szybowego (technologia I.1). Druga z kolei najdłuższa czynność to głębienie szybu w obudowie tubingowej z urabianiem skał techniką strzałową (technologia I.2), zajmująca około 20% czasu. Generalnie

głębienie szybu w strefie mrożonej w obudowie tubingowej zajmuje ogółem ponad 43% całkowitego czasu czynności grupy I.




Rys. 5 Czynności wpływające bezpośrednio na postęp przodka (grupa I)
Fig. 5 Activities directly related to shaft sinking process

Zakładając, że poniżej strefy zamrożonej górotwór nie wymaga prowadzenia cementacji wyprzedzającej (na której zdaniem autorów obligatoryjnie winna być zabudowana obudowa tubingowa), trzecią z kolei najdłużej trwającą czynnością jest głębienie szybu w obudowie betonowej lub żelbetowej (technologia II.1). Czynność ta zajmuje około 15,4% sumarycznego czasu czynności z grupy I. Łącznie ze stopami technologicznymi oraz z wnękami, które obejmują również zakres obudowy jw., czynności te zajmują ponad 22% sumarycznego czasu czynności z grupy I. Istotny jest również proces technologiczny obejmujący wykonanie wlotów do szybu. Układ wlotów wykonanych zarówno nad stropem warstwy solnej jak i do podszybia zajmuje około 6% całkowitego czasu realizacji czynności z grupy I.
W grupie II (rys. 6) czynnością realizowaną najdłużej jest iniekcja obudowy tubingowej. Oba jej etapy (II i III) zajmują ponad 45% sumarycznego czasu przewidzianego na czynności pośrednio związane z postępem głębienia szybu. Drugą czynnością technologiczną, zajmującą prawie 12% całkowitego czasu w grupie II jest wiercenie otworów badawczych. Pozostałe czynności, głównie montaże i demontaże w szybie urządzeń do jego głębienia, jak również zbrojenie tymczasowe mają tu znaczenie marginalne.




Rys. 6. Czynności wpływające pośrednio na postęp przodka (podgrupa I)
Fig. 6. Activities indirectly related to shaft sinking process

## 4. OPTYMALIZACJA OBECNIE STOSOWANEJ TECHNOLOGII GŁĘBIENIA SZYBÓW

Jako najlepszą miarę efektywności realizowanych prac w grupie czynności bezpośrednio związanych z postępem przodka głębionego szybu (grupa I) uznano postęp robót, którego miarą są mb w jednostce czasu, natomiast dla grupy procesów pośrednio wpływających na postęp przodka głębionego szybu (grupa II) parametr ten określono, jako ilość jednostek wykonywanych w funkcji czasu.
Efektywność obecnie realizowanych procesów technologiczno-organizacyjnych przedstawia się następująco:
Grupa I:

- Najwyższe postępy prac, wynoszące 1,31 m/d, obserwuje się w technologiach związanych z głębieniem szybu na odcinku zamrożonym, z urabianiem górotworu kombajnem szybowym, gdzie stosowana jest obudowa tubingowa oraz poniżej strefy mrożonej, gdzie wznoszona jest obudowa betonowa w technologii „Drill & Blast", z wykorzystaniem rozpieranego hydraulicznie odeskowania stalowego wiszącego o wysokości 3,5 m.
- W przypadku prowadzenia robót w technologii „Drill & Blast" na zamrożonym odcinku skał zwięzłych w technologii tubingowej średni postęp znacząco spada, wynosząc około 1,02 m/d. Wynika to ze znacznie dłuższego, sumarycznego czasu wykonywania wierceń, a następnie robót strzałowych dla zabioru odpowiadającego zabudowie jednego pierścienia tubingowego, w stosunku do analogicznego – wykonywanego kombajnem szybowym. Szacuje się, że zastosowanie technologii „Drill & Blast" skutkuje 65% wydłużeniem czasu realizacji wspomnianych czynności w stosunku do analogicznych prac prowadzonych kombajnem szybowym.

Grupa II:

- Jako najdłużej trwające czynności wskazano prace związane z II oraz III etapem iniekcji obudowy tubingowej. O ile postępy uzyskiwane w etapie III iniekcji ze względu na swoją specyfikę są bardzo trudne do oszacowania, o tyle w etapie II osiągają wartości średnie wynoszące 2 pierścienie/dobę w przypadku iniekcji przez korki „betonowe i cementacyjne" oraz do 3 pierścieni/dobę w przypadku iniekcji wyłącznie przez korki „betonowe". Generalnie, biorąc pod uwagę wielkość tych stref, średni postęp prowadzenia II etapu iniekcji wynosi 2,1 pierścienia/dobę.

Szereg procesów składających się na głębienie szybu prowadzonych jest w cyklach powtarzalnych. Tak więc, dla potrzeb ich optymalizacji należy dążyć do skrócenia czasu trwania poszczególnego cyklu w danej technologii poprzez przeanalizowanie każdej czynności wchodzącej w jego zakres. Efekt finalny w postaci zredukowania całkowitego czasu jednego cyklu, w powiązaniu z krotnością ich realizacji, przełoży się bezpośrednio na skrócenie czasu głębienia. Takie podejście zastosowano w odniesieniu do procesów bezpośrednio związanych z postępem przodka, najistotniejszych w całym zadaniu głębienia szybu w obecnie stosowanej technologii, o łącznym czasie realizacji wynoszącym 759 dni (~38% sumarycznego czasu przewidzianego na głębienie szybu). Należą do nich:

- głębienie szybu w obudowie tubingowej w zamrożonym górotworze na odcinku utworów kenozoicznych, z mechanicznym urabianiem skał kombajnem szybowym (technologia I.1.),
- głębienie szybu w zamrożonym górotworze na odcinku skał zwięzłych, w obudowie tubingowej z urabianiem skał materiałem wybuchowym (technologia I.2.),
- głębienie szybu w obudowie betonowej poniżej strefy mrożonej z wykorzystaniem szalunku ślizgowego, z urabianiem skał materiałem wybuchowym (technologia II.1).

Rozważono i szczegółowo przeanalizowano następujące działania:

1. W technologii I.1, poprzez optymalizację obejmującą:
   - modernizację kombajnu szybowego,
   - modyfikację konstrukcji pierścienia montażowego,
   - zmianę sposobu prowadzenia pierścienia montażowego,
   - wprowadzenie równoległości wykonywania przeglądu kombajnu (wraz z wymianą noży) i betonowania przestrzeni za tubingami,

   łączny zysk czasowy dla czynności realizowanych w pełnym cyklu technologicznym wyniesie 7,25 godz., a prace w tej technologii będą prowadzone z postępem 1,78 m/dobę. Jest to postęp o 0,47 m/d większy, niż uzyskiwany aktualnie stosowaną technologią.
2. W technologii I.2., poprzez optymalizację obejmującą:
   - wprowadzenie mechanicznego urabiania zamrożonych skał zwięzłych wykorzystując do tego celu zmodernizowany kombajn szybowy,
   - modyfikację konstrukcji pierścienia montażowego,

   łączny zysk czasowy dla czynności realizowanych w pełnym cyklu technologicznym obejmującym zabudowę dwóch pierścieni tubingowych wyniesie ponad 26 godz., a prace w tej technologii będą prowadzone z postępem 1,64 m/dobę. Jest to postęp o 0,62 m/d większy, niż uzyskiwany aktualnie stosowaną technologią.
3. W przypadku technologii II.1, poprzez optymalizację obejmującą:
   - nową konstrukcję szalunku ślizgowego oraz zmianę sposobu jego prowadzenia,
   - nową konstrukcję pomostu roboczego umożliwiającą prowadzenie robót betonowych ze środkowych jego podestów,

można będzie uzyskiwać postępy dochodzące do 2,0 m/dobę. Jest to zatem postęp o 0,69 m/d większy, niż uzyskiwany aktualnie stosowaną technologią.

Spośród procesów pośrednio związanych z postępem przodka (grupa II), możliwość osiągnięcia zamierzonego efektu działań zidentyfikowano w następujących pracach:

- wiercenia otworów badawczych,
- iniekcji obudowy tubingowej,
- zabudowy zbrojenia tymczasowego na okres głębienia szybu.

Efektywność ich realizacji określana jest, jako ilość wykonanych jednostek w funkcji czasu. Łączny czas, jaki te czynności zajmują w całkowitym czasie głębienia szybu szacuje się na około 22,5%. Generalnie należy dążyć do tego, aby czynności realizowane w ramach każdego z wymienionych procesów przekładały się na zwiększenie ich wydajności, co może być spełnione poprzez redukcję czasu trwania poszczególnych działań, dlatego wskazanym, najbardziej efektywnym, kierunkiem jest równoległe prowadzenie jak największej ilości prac. Wskutek działań optymalizujących proces iniekcji obudowy tubingowej wykazano możliwość skrócenia łącznego czasu wykonywania zabiegów iniekcyjnych o około 39%. Działania te obejmują:

- generalną poprawę szczelności połączeń poziomych kolumny tubingowej poprzez modyfikację tradycyjnego sposobu uszczelnienia złącza korygując własności samego ołowiu, wprowadzając równocześnie dodatkowe uszczelnienie złącza uszczelką wykonaną z tworzywa sztucznego;
- ograniczenie zakresu Etapu II iniekcji doszczelniającej do iniekcji wyłącznie przez korki betonowe „B”;
- stosowanie zasady równoległej iniekcji dwoma zestawami pompowymi, wraz z dostosowaniem do tego celu obsady stanowisk roboczych.

## PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Podsumowując aktualny stan wiedzy będącej pochodną doświadczeń wielu pokoleń inżynierów i techników zajmujących się problematyką głębienia szybów w LGOM należy bezsprzecznie stwierdzić, iż jest on obecnie na poziomie gwarantującym osiąganie bezpiecznych warunków prowadzenia prac. Powyższe stwierdzenie jest niezwykle istotne ze względu na coraz trudniejsze warunki, w jakich szyby są głębione, co wynika ze schodzenia na coraz większe głębokości. Słabą stroną obecnie stosowanych technologii jest czas, w którym wykonywane są szyby. Aktualnie wypracowana technologia oraz dostosowany do niej poziom wyposażenia technicznego umożliwia zgłębienie szybu o głębokości około 1220 m w czasie około 1990 dni, co daje średni postęp głębienia wynoszący 0,61 m/dobę.

Jak wynika z analiz, możliwe jest do zrealizowania przyspieszenie procesu głębienia szybu, z wykorzystaniem obecnie stosowanej technologii. Może to jednak nastąpić poprzez redukcję czasu trwania czynności technologicznych – zajmujących najwięcej czasu w całym procesie głębienia szybu. Do najważniejszych ze zmian w obecnie stosowanej technologii mających na celu optymalizację czasu trwania głębienia szybu należą:

- modyfikacja organizacji robót, z naciskiem na wprowadzanie ich równoległości, wraz z uwzględnieniem bezpiecznych warunków ich prowadzenia;
- maksymalizacja wykorzystania czasu pracy na stanowisku - zmiany robocze na stanowisku pracy;

- ciągnienie urobku z robót strzałowych kubłami o pojemności 5 $m^3$. W zależności od technologii urabiania skał ładowanie urobku do kubła (kubłów) dwoma ładowarkami, jak również wybieranie urobku z dna szybu przy zastosowaniu trzech lub czterech kubłów;
- urabianie zamrożonego górotworu zmodernizowanym kombajnem szybowym – modernizacja w zakresie zwiększenia wydajności urabiania w zamrożonych utworach kenozoicznych oraz w skałach zwięzłych pstrego piaskowca;
- podjęcie prób zastosowania kombajnu do urabiania skał zwięzłych poniżej strefy mrożonej;
- wiercenie otworów strzałowych wiertnicą szybową trzy lub czterolawetową;
- kotwienie ociosu szybu prowadzone równolegle z wybieraniem urobku po robotach strzałowych;
- zmiany w rozwiązaniach technologicznych pomostu roboczego obejmujące:
    - dostosowanie liczby podestów do realizowanych prac,
    - współpracę z odeskowaniem stalowym wiszącym, zapewniając jednocześnie możliwość równoległej realizacji niektórych prac (np. betonowanie i przedłużanie zbrojenia na okres głębienia, kotwienie ociosów i wybieranie urobku z dna szybu),
    - swobodny przejazd pomostu przez szalunek ślizgowy;
- zmiany w rozwiązaniach technologicznych szalunku ślizgowego (odeskowanie stalowe wiszące) – modernizacja w zakresie zwiększenia wysokości szalunku oraz zmian w jego konstrukcji obejmujących:
    - sposób rozpierania i uszczelniania stopy szalunku,
    - podział technologiczny wykonania obudowy betonowej za szalunkiem sekcyjnym,
    - sposób zawieszenia oraz przemieszczania poszczególnych sekcji szalunku w obrębie pomostu roboczego,
    - współpracę z cięgłami systemu Dywidag,
    - betonowanie przestrzeni za szalunkiem w dwóch lub trzech etapach z pomostu roboczego,
- w przypadku niekorzystnych warunków górniczo - geologicznych głębienie szybu w obudowie betonowej realizowane za postępem przodka (na spągu);
- zmiany w rozwiązaniach technologicznych pierścienia montażowego tubingów obejmujące:
    - zapewnienie pełnej współpracy pierścienia montażowego tubingów ze zmodernizowanym kombajnem szybowym,
    - zapewnienie pełnej współpracy pierścienia montażowego z cięgłami systemu Dywidag, z jednoczesnym zachowaniem możliwości podpierania pierścienia montażowego o spąg przy użyciu siłowników hydraulicznych,
    - zintegrowanie konstrukcji pierścienia montażowego z podestami,
    - sposób uszczelnienia przestrzeni pomiędzy pierścieniem, a ociosem wyłomu szybu.

Modyfikacja obecnie stosowanych technologii o elementy opisane w niniejszym artykule pozwoli na skrócenie całkowitego czasu realizacji czynności związanych z głębieniem szybu o około 22%. Zatem przykładowo, zastosowanie powyższych rozwiązań w szybie SW-4 pozwoliłoby na skrócenie czasu głębienia szybu o około 440 dni tj. ~14,4 m-ca.

LITERATURA

[1] Praca zbiorowa: Sprawozdanie z realizacji Etapu I Zadania nr 1 projektu I-MORE. Analiza dotychczas stosowanych rozwiązań technologicznych oraz organizacyjnych w procesie wykonywania wyrobisk udostępniających złoża rudy miedzi w Polsce, ze wskazaniem elementów mających najistotniejszy wpływ na osiąganą wydajność. KGHM CUPRUM, PeBeKa S.A., Wrocław, styczeń 2016 r.
[2] Praca zbiorowa: Sprawozdanie z realizacji Etapu II Zadania nr 1 projektu I-MORE. Przegląd realizowanych w górnictwie światowym technicznych sposobów udostępniania złóż zalegających na dużych głębokościach ze szczególnym uwzględnieniem warunków geologiczno-górniczych ich stosowania. AGH, Kraków, maj 2015 r.
[3] Praca zbiorowa: Sprawozdanie z realizacji Etapu III Zadania nr 1 projektu I-MORE. Technologiczna oraz ekonomiczna analiza możliwości zastosowania alternatywnych względem szybów rozwiązań dla udostępnienia złoża głębokiego w obszarach koncesyjnych KGHM Polska Miedź S.A. AGH, Kraków, styczeń 2016 r.
[4] Praca zbiorowa: Sprawozdanie z realizacji Etapu IV Zadania nr 1 projektu I-MORE. Identyfikacja zagrożeń, analiza i ocena ryzyka rozwiązań technicznych udostępnienia złoża, mogących mieć zastosowanie w obszarach koncesyjnych KGHM Polska Miedź S.A. GIG, Katowice, styczeń 2016 r.
[5] Praca zbiorowa: Dokumentacja powykonawcza obudowy i głębienia szybu SW-4 w strefie mrożonej do głębokości 668,71 m. KGHM CUPRUM, Wrocław, 2013.
[6] Praca zbiorowa: Dokumentacja powykonawcza obudowy i głębienia szybu SW-4 poniżej głębokości 668,71 m. KGHM CUPRUM, Wrocław, 2013.

## Assessment of the Special Rock Mass Treatment Effectiveness

Currently the copper ore extraction in Poland is done only in the Foresudetic Monocline area. Due to the nature of copper ore deposits (pseudo-stratified type of the deposit) the current model of ore extraction is based on vertical shafts. Currently, a 1250 m deep shaft sinking process with 650 m deep freezing zone, would require about five years duration. Due to the technology of shaft sinking currently used in the Foresudetic Monocline area, where the deposit extends from 1200 m to 1700 m, reasonable deposit's exploitation forced on designers and technologists actions, which will reduce whole investment time. To improve this process in 2015 CuBR - governmental project was launched. The main objective of this is to develop innovative method of the deep copper ore deposits access. The final result of this project is to shorten the shaft sinking duration (with currently used depth) from five to three years. In this paper the result of first task of this project is presented. The goal of this part of the project was to analyse all the technological elements which are on the critical path of the shaft sinking in currently used technology. Indication of the consequences of partial or total elimination of some of them, alternative solutions, which guarantee full functionality and security, will also be provided.

KOMPLEKSOWE
ROZWIĄZANIA
DLA GÓRNICTWA

Complete mining solutions

# Dobre praktyki przy budowaniu dołowych sieci przesyłu danych na potrzeby automatyzacji i robotyzacji procesów wydobywczych








**Prezentujący :**
**mgr inż. Karol Bartodziej,**

FAMUR

# Cel budowania systemów transmisji :

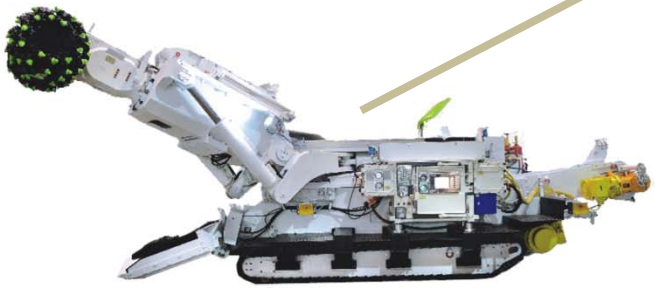
## umożliwienie kompleksowej zdalnej kontroli procesu wydobywczego



# Cel budowania systemów transmisji :

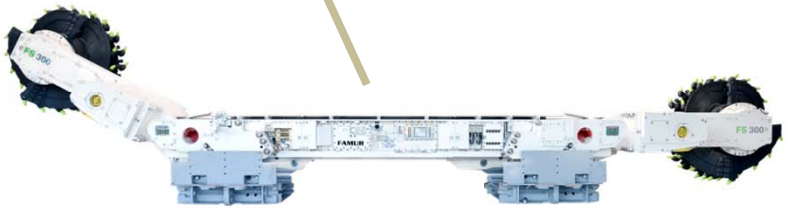
## umożliwienie kompleksowej zdalnej kontroli procesu wydobywczego





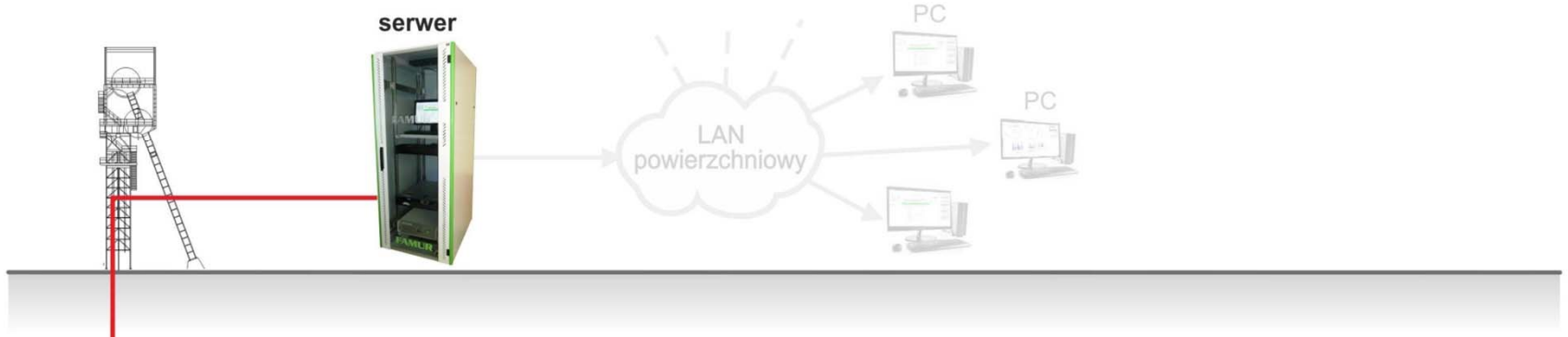




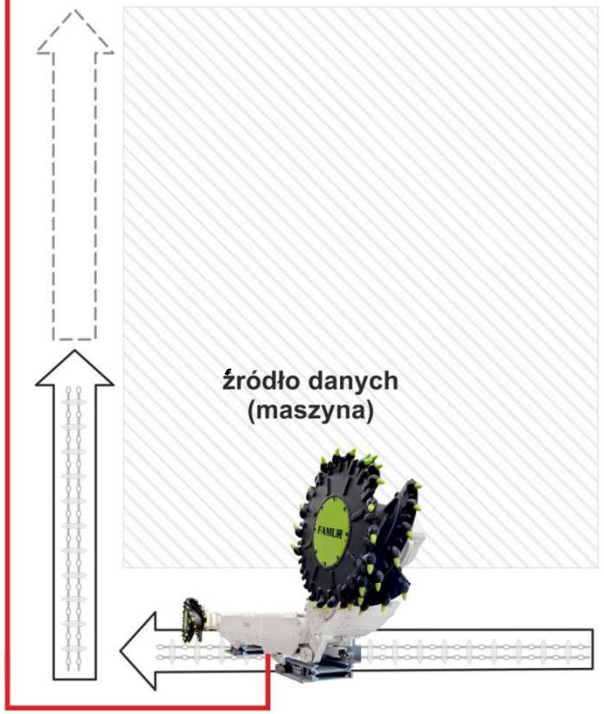



# Jak przesłać sygnały na duże odległości ?

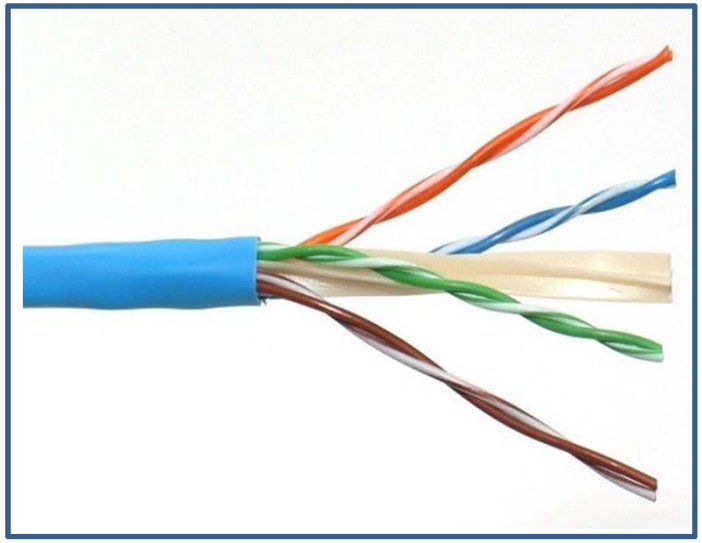
## Dla czego temat nie jest trywialny?



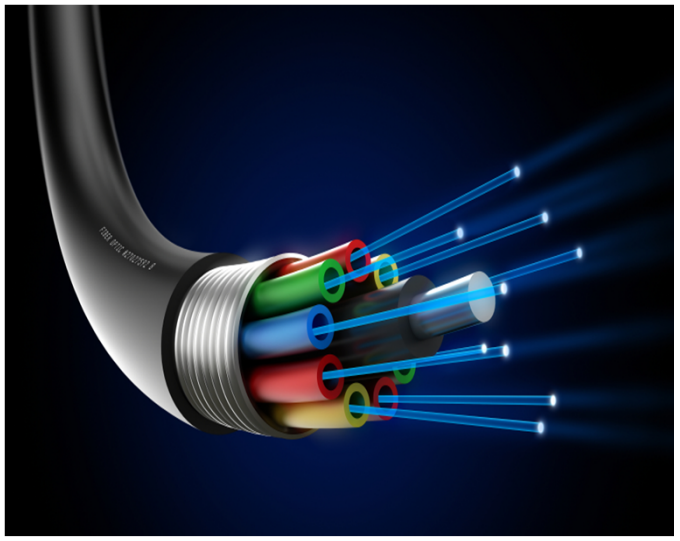

**Długość linii rzędu kilometrów**



# Jakie media mamy do wyboru ?



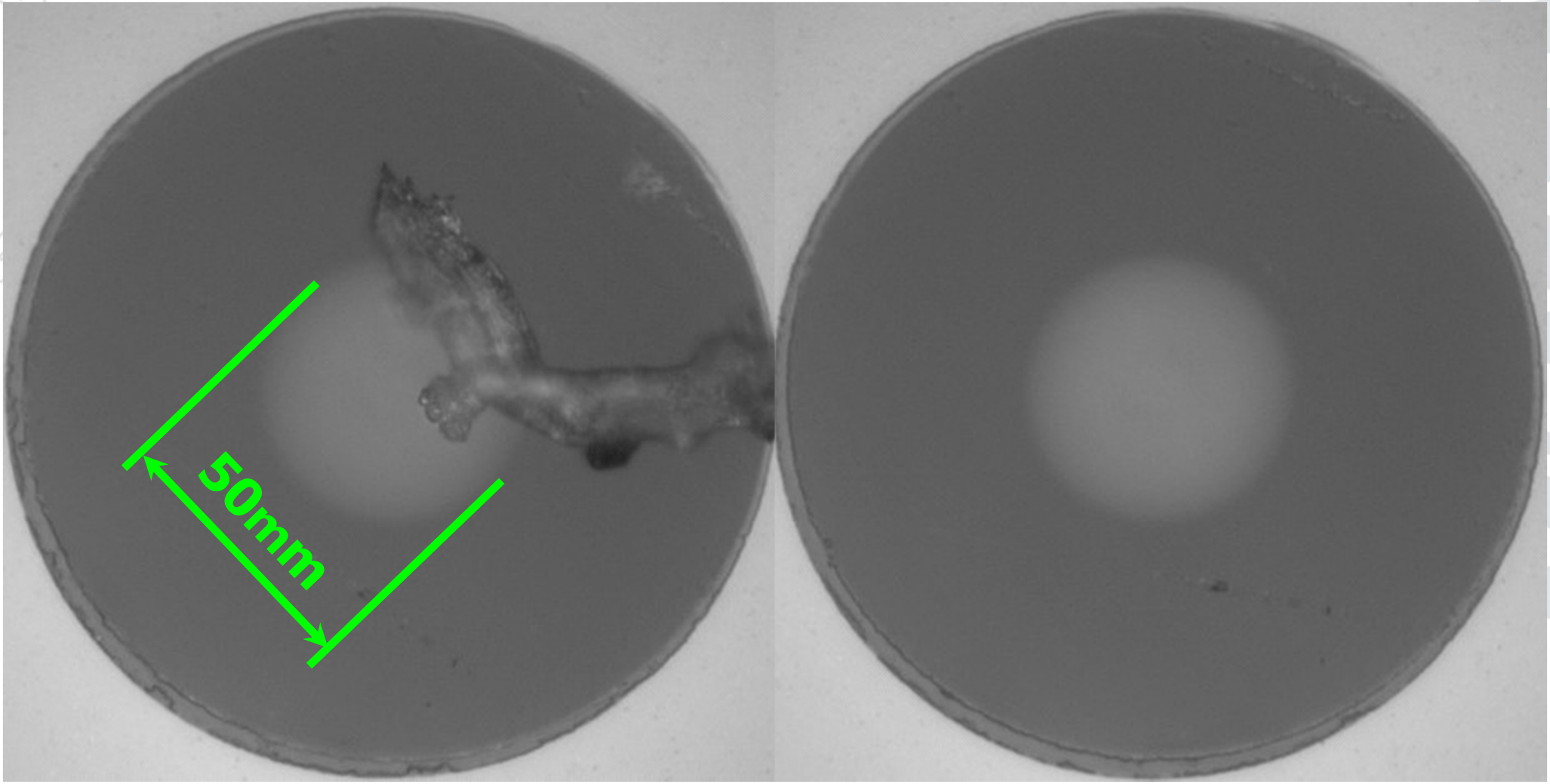
Linia telefoniczna
( skrętka miedziana)



światłowód

# Widok czoła światłowodu

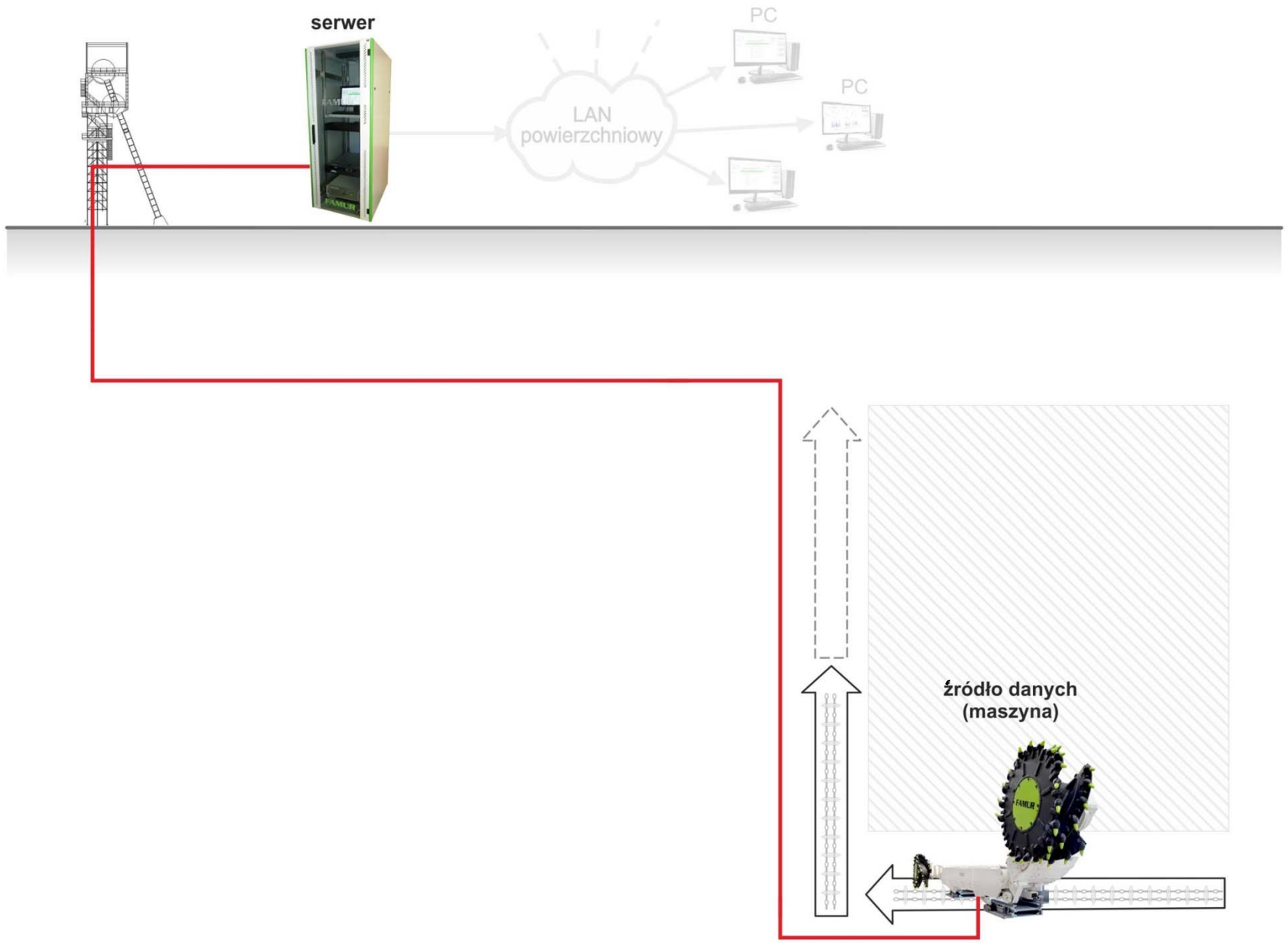
## czułość na zabrudzenia / łatwość uszkodzenia włókna



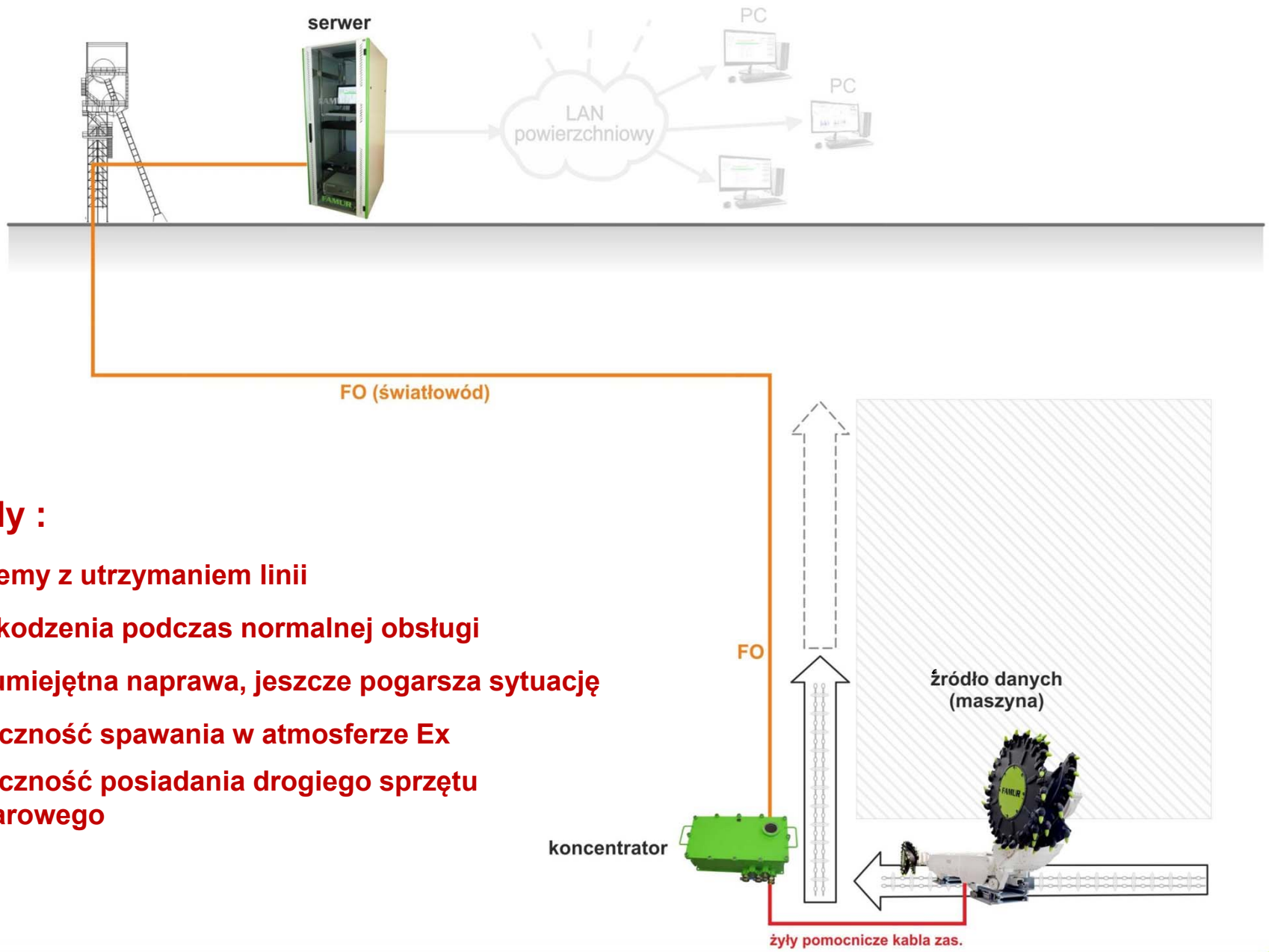

światłowód , na który podczas łączenia upadła drobina pyłu kamiennego

Nowe złącze światłowodowe

# Jak przesłać sygnały na duże odległości ?



# Zastosowanie światłowodu od serwera aż do ściany

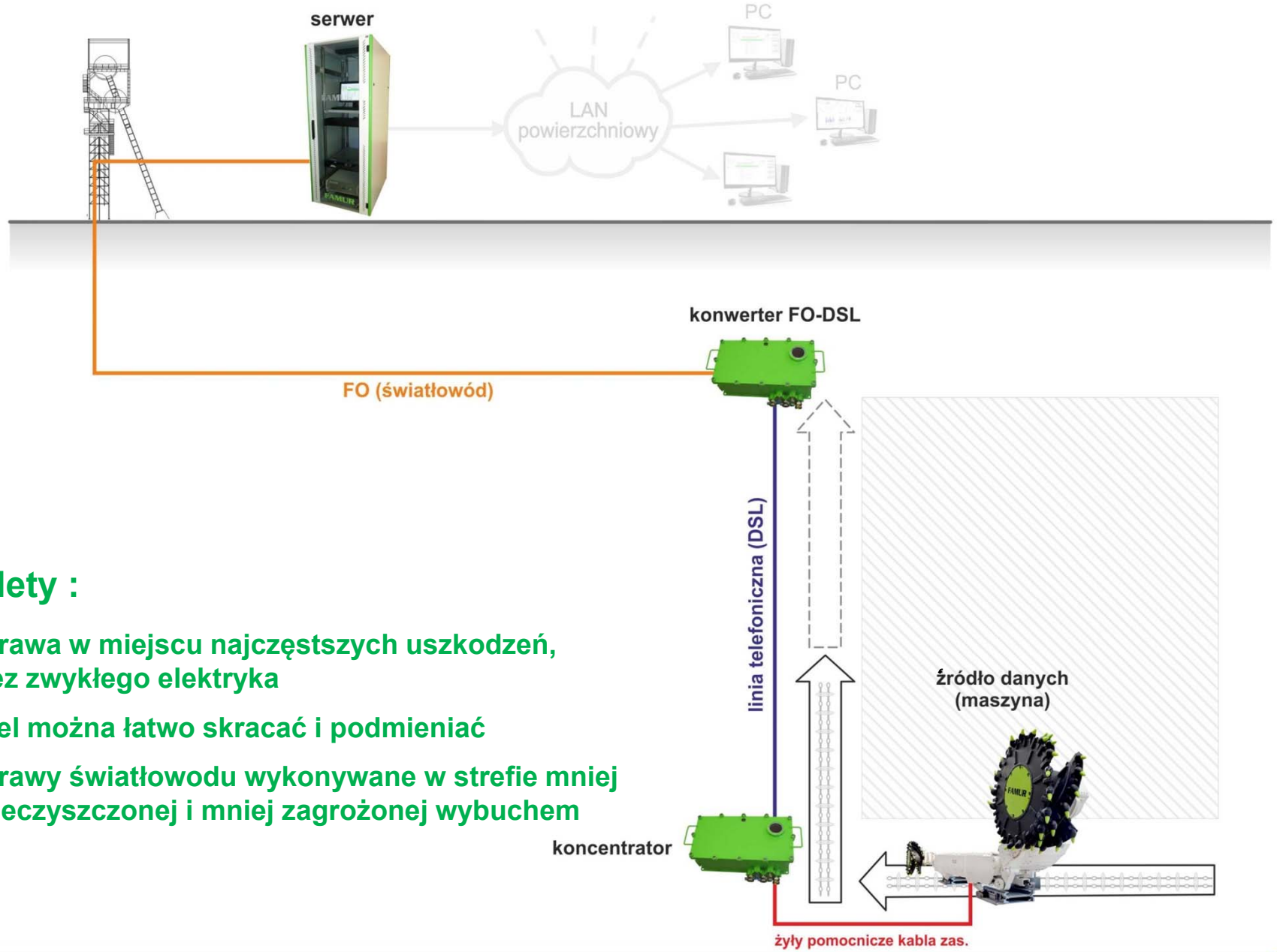



## Wady :

- problemy z utrzymaniem linii
  - uszkodzenia podczas normalnej obsługi
  - nieumiejętna naprawa, jeszcze pogarsza sytuację
- konieczność spawania w atmosferze Ex
- konieczność posiadania drogiego sprzętu pomiarowego

# Zalecany wariant

## (szczególnie w przypadku potrzeby dużych przepustowości danych)

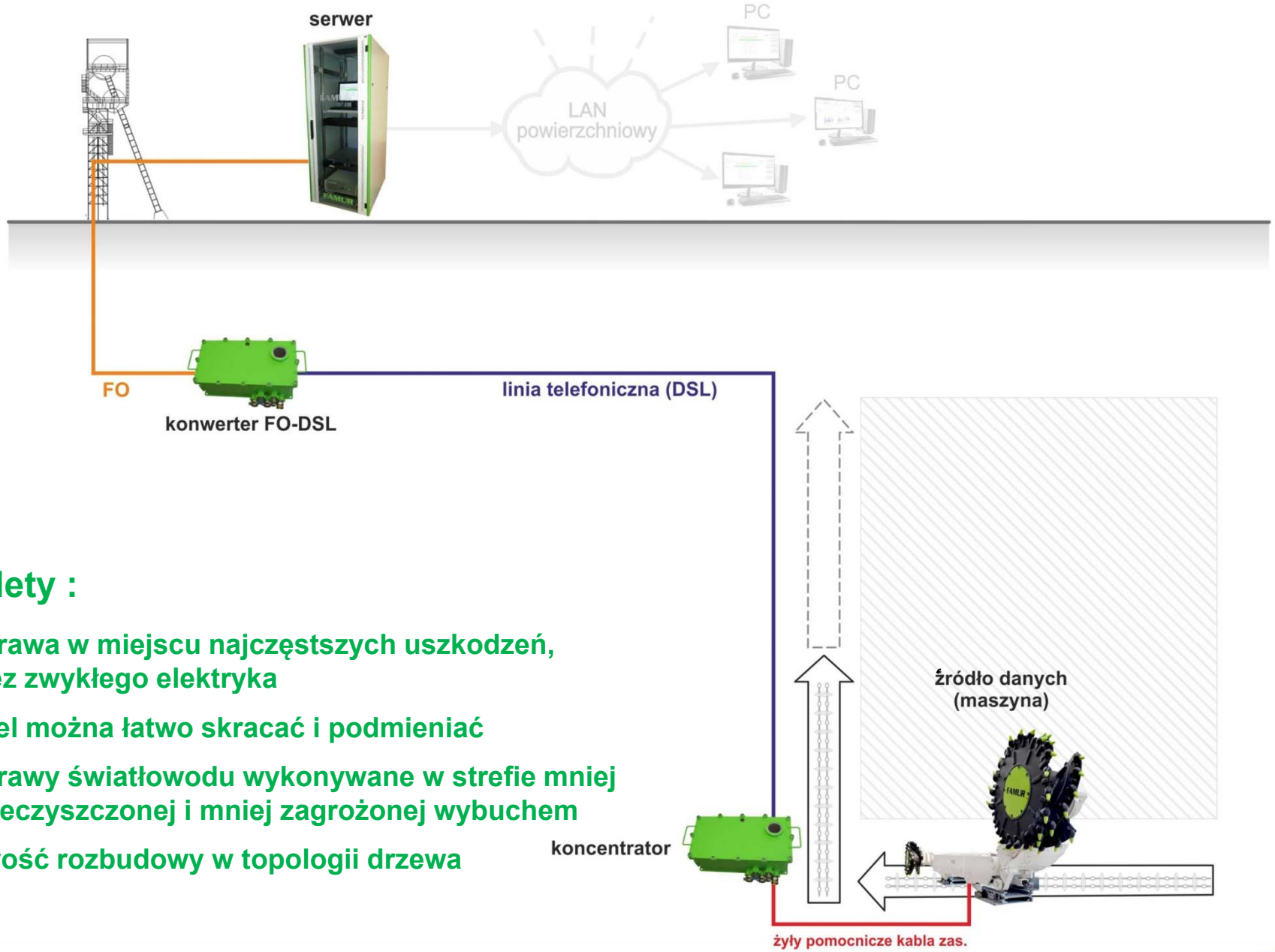



## Zalety :

- naprawa w miejscu najczęstszych uszkodzeń, przez zwykłego elektryka
- kabel można łatwo skracać i podmieniać
- naprawy światłowodu wykonywane w strefie mniej zanieczyszczonej i mniej zagrożonej wybuchem

# Zalecany wariant

## montaż konwertera w punkcie gdzie można zebrać sygnał z kilku źródeł

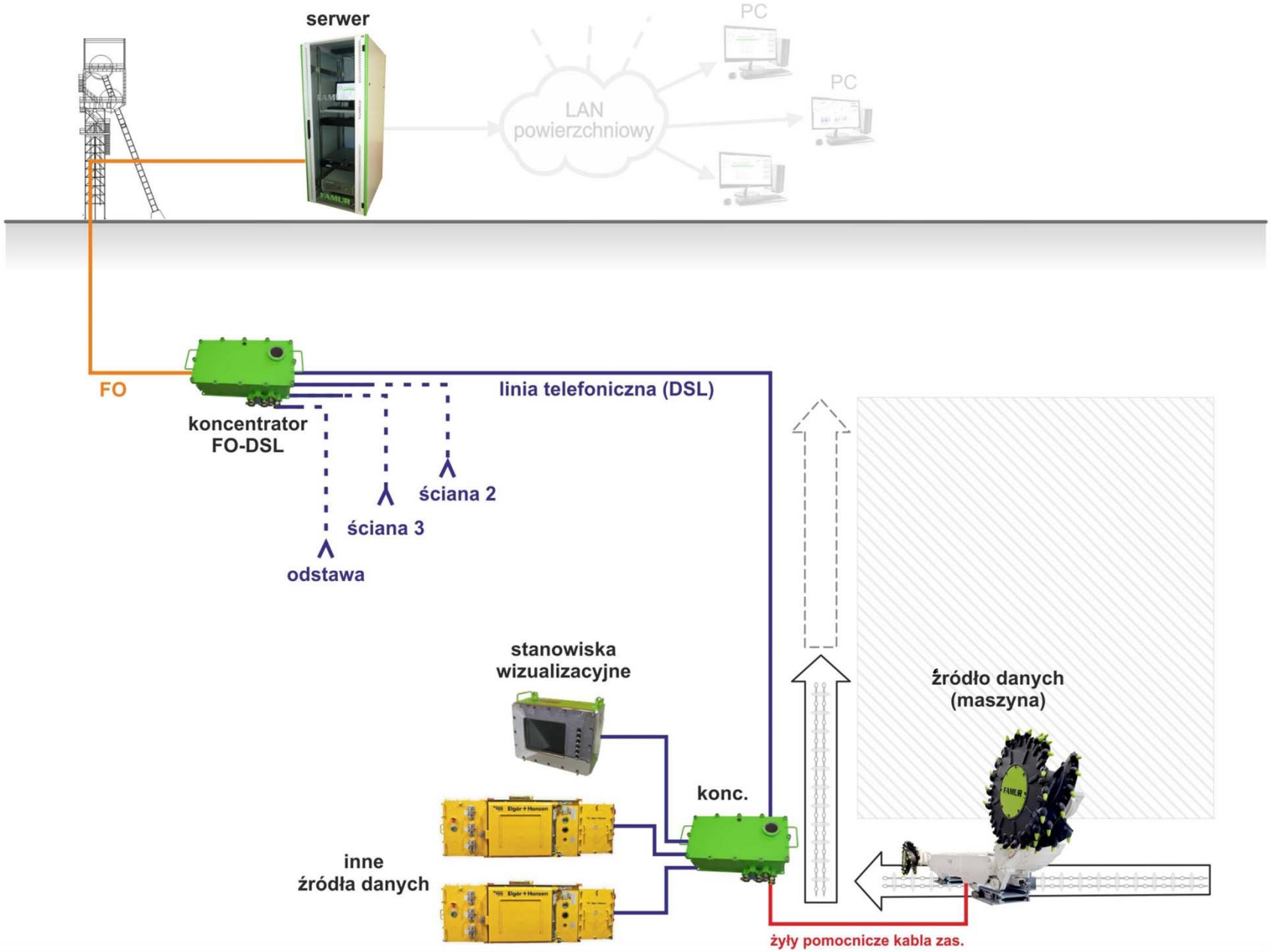



## Zalety :

- naprawa w miejscu najczęstszych uszkodzeń, przez zwykłego elektryka
- kabel można łatwo skracać i podmieniać
- naprawy światłowodu wykonywane w strefie mniej zanieczyszczonej i mniej zagrożonej wybuchem
- łatwość rozbudowy w topologii drzewa

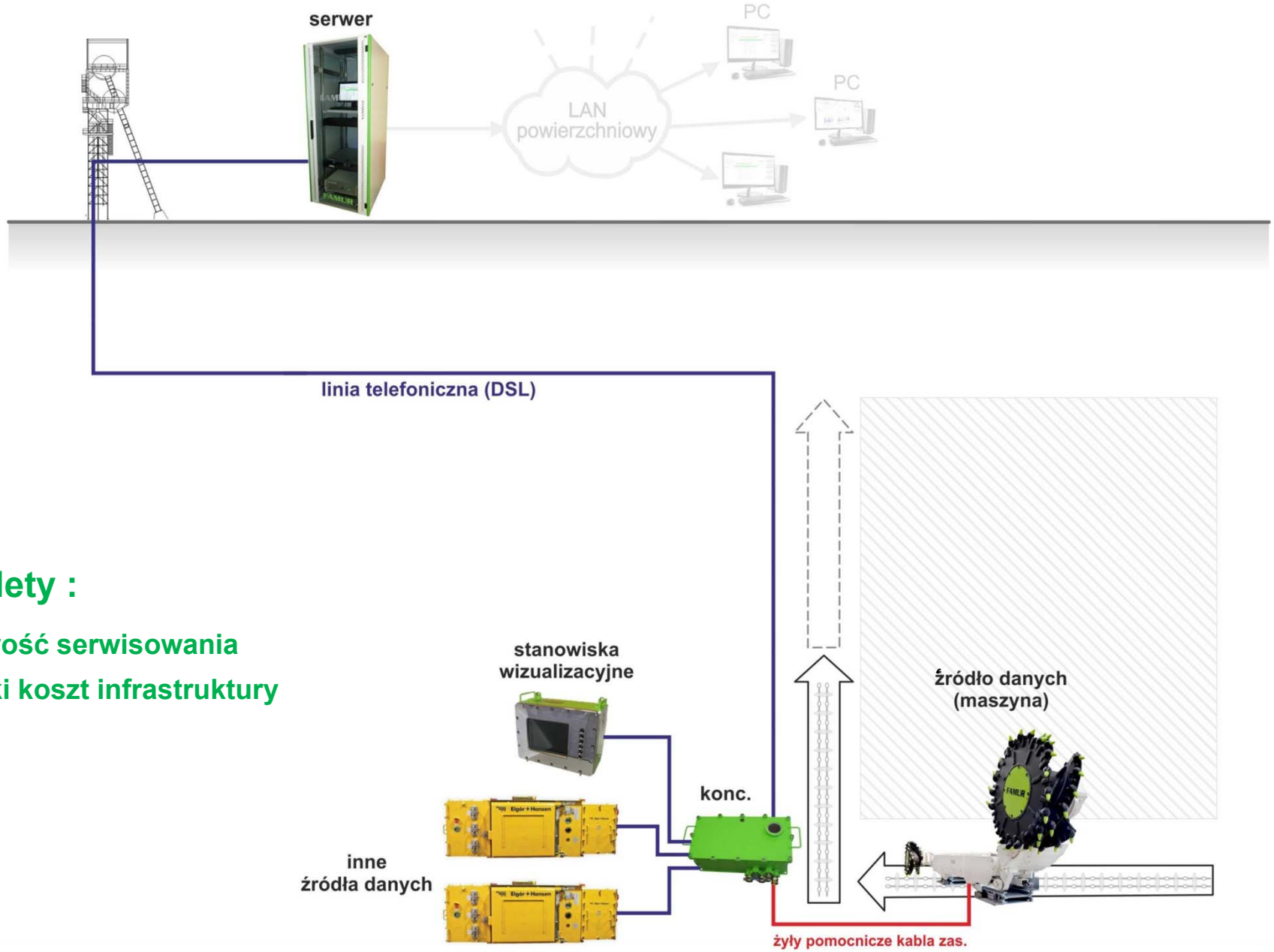
# Optymalnie utworzona sieć dołowa

## Jedno wysokoprzepustowe medium na powierzchnię



# Najprostsza sieć DSL

## sieć Ethernet pod ścianą z wykorzystaniem linii telefonicznej

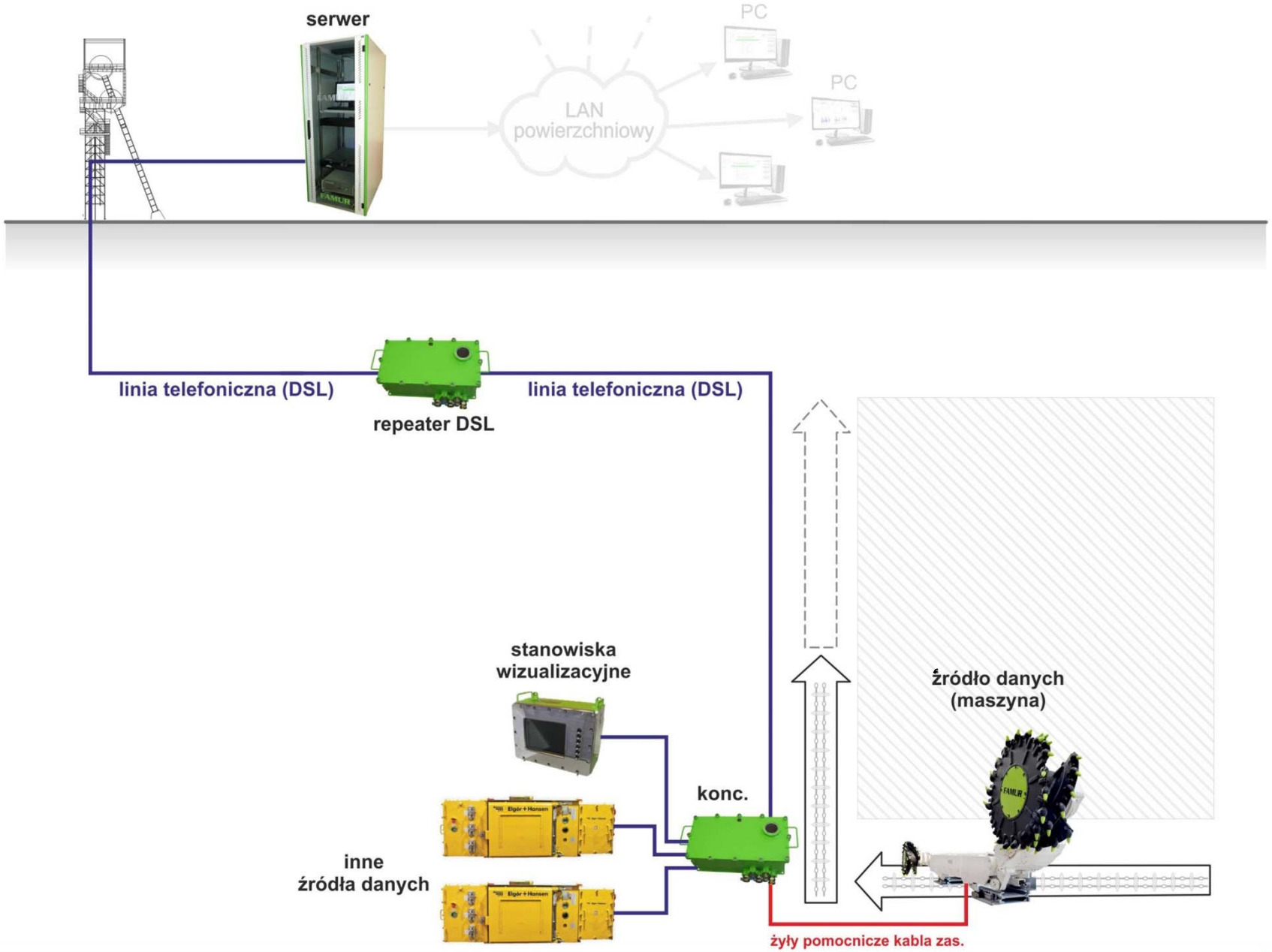



## Zalety :

- łatwość serwisowania
- niski koszt infrastruktury

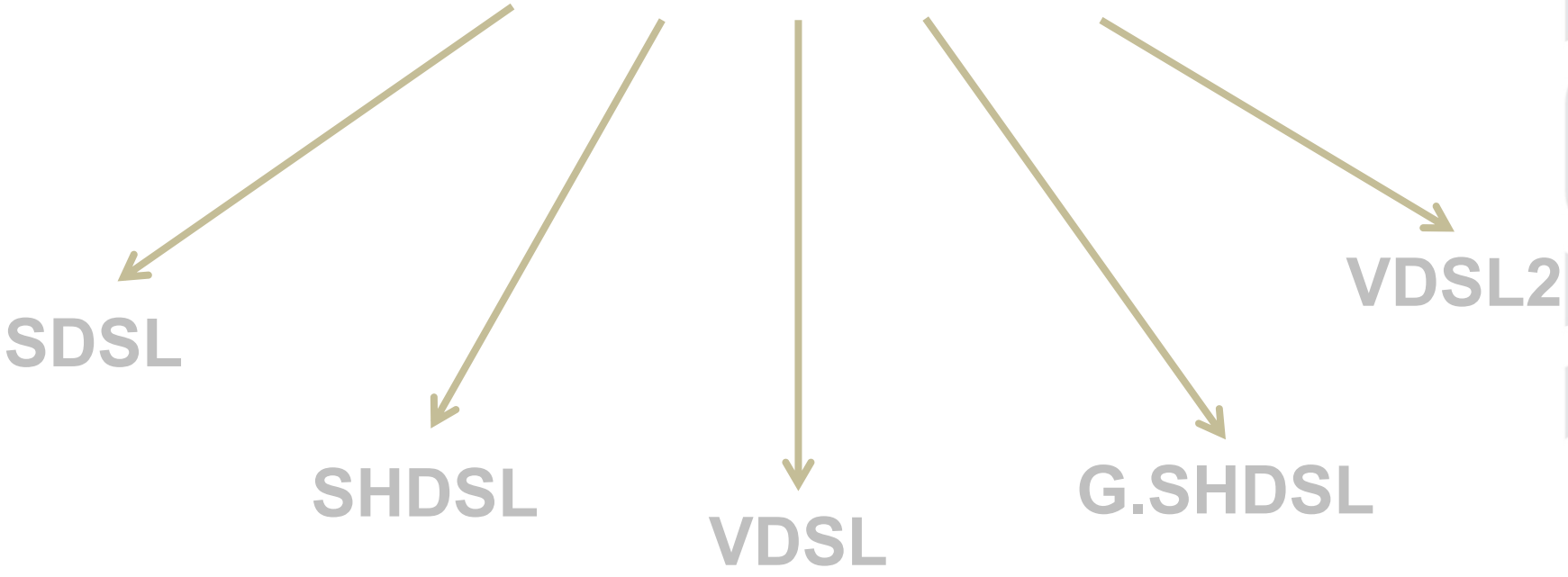
# Sieć dołowa najprostsza w serwisowaniu

## sieć Ethernet pod ścianą z wykorzystaniem linii telefonicznej



## Sugerowany najlepszy kierunek działań :

**Rozwój i adaptacja do warunków dołowych technologii z rodziny DSL**



# KOMPLEKSOWE ROZWIĄZANIA DLA GÓRNICTWA

Complete mining solutions








Dziękujemy **za uwagę!**

FAMUR

FAMUR S.A.
ul. Armii Krajowej 51, 40-698 Katowice, Poland
tel. +48 32 359 63 00, fax +48 32 359 66 77, www.famur.com

# Zagrożenie metanowe oraz studium kosztów profilaktyki metanowej w latach 2012-2015 na przykładzie wybranych kopalń

Piotr Bojarski
*Polska Grupa Górnicza Sp. z o.o., Katowice*

Leszek Kloc
*Polska Grupa Górnicza Sp. z o.o., Katowice*

Halina Potoczek
*Polska Grupa Górnicza Sp. z o.o., Katowice*
e-mail: h.potoczek@pgg.pl
tel. (32) 757 21 40

STRESZCZENIE: Metan towarzyszy większości złóż węgla. Zagrożenie metanowe to występowanie nadmiernych zawartości tego gazu w wyrobiskach górniczych. Stanowi to źródło poważnego zagrożenia bezpieczeństwa i ciągłości ruchu kopalni. Mieszanina powietrza z metanem w zależności od jego stężenia ma własności palne lub wybuchowe. W Polskiej Grupie Górniczej Sp. z o.o. tylko KWK Piast-Ziemowit jest kopalnią niemetanową. W 2015 roku z pokładów metanowych pochodziło 66,4% węgla wydobytego w kopalniach byłej Kompanii Węglowej S.A. Najbardziej skuteczną, ale i bardzo kosztowną metodą obniżenia zagrożenia metanowego jest odmetanowanie górotworu. Koszty ponoszone na profilaktykę i zwalczanie zagrożenia metanowego obciążają koszty wydobycia węgla. Dlatego też wydajność odmetanowania w kopalniach Polskiej Grupy Górniczej Sp. z o.o. dostosowana jest do skali zagrożenia metanowego. W artykule przedstawiono analizę kosztów profilaktyki metanowej dla kopalń o różnej metanowości bezwzględnej.

SŁOWA KLUCZOWE: Metan, zagrożenie metanowe, koszty profilaktyki metanowej

## 1. ZAGROŻENIE METANOWE

Eksploatacji węgla towarzyszy występowanie licznych zagrożeń naturalnych - zagrożeń wynikających z własności górotworu i eksploatowanej kopaliny. Schodzenie z eksploatacją na coraz większe głębokości powoduje, że robotom górniczym towarzyszą zagrożenia naturalne: metanowe, wybuchem pyłu węglowego, tąpaniami, pożarowe czy klimatyczne. Zagrożenia te powodują, że praca w górnictwie jest niebezpieczna. O skali zagrożenia świadczą katastrofy, które wystąpiły w górnictwie polskim i światowym.

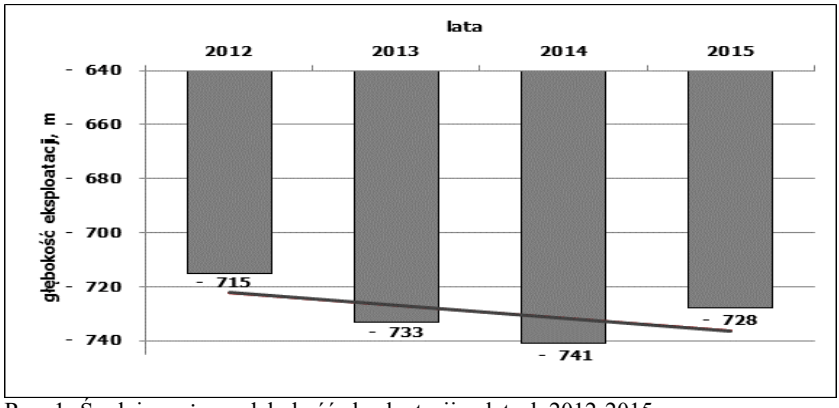
Wraz ze wzrostem głębokości eksploatacji rośnie zawartość metanu w pokładach węgla, czyli tzw. metanonośność. Profilaktyka metanowa musi być prowadzona w coraz szerszym zakresie. Metan, węglowodór nasycony z grupy parafin, towarzyszy większości złóż węgla. Pod pojęciem zagrożenia metanowego rozumie się występowanie nadmiernych zawartości tego gazu w wyrobiskach górniczych, co stanowi źródło zagrożenia bezpieczeństwa załogi górniczej, a także ciągłości ruchu kopalni [6]. Metan nie jest trujący dla człowieka, ale przy dużych koncentracjach w powietrzu kopalnianym wypierając tlen powoduje powstawanie „atmosfery niezdatnej do oddychania". Mieszanina powietrza z metanem w zależności od jego stężenia ma własności palne lub wybuchowe.

1.1. *Zagrożenie metanowe w kopalniach Polskiej Grupy Górniczej Sp. z o.o.*

Polska Grupa Górnicza Sp. z o.o. powstała w maju 2016 roku. Grupuje kopalnie byłej Kompanii Węglowej S.A. W lipcu 2016 r. z 11 kopalń przejętych z Kompanii Węglowej S.A. utworzono kopalnie zespolone. Aktualnie Polska Grupa Górnicza Sp. z o.o. posiada w swoich strukturach 5 kopalń, w tym 3 wieloruchowe:

- KWK ROW – Ruch Chwałowice, Ruch Jankowice, Ruch Marcel, Ruch Rydułtowy,
- KWK Ruda – Ruch Bielszowice, Ruch Halemba, Ruch Pokój,
- KWK Piast-Ziemowit – Ruch Piast, Ruch Ziemowit,
- KWK Sośnica,
- KWK Bolesław Śmiały.

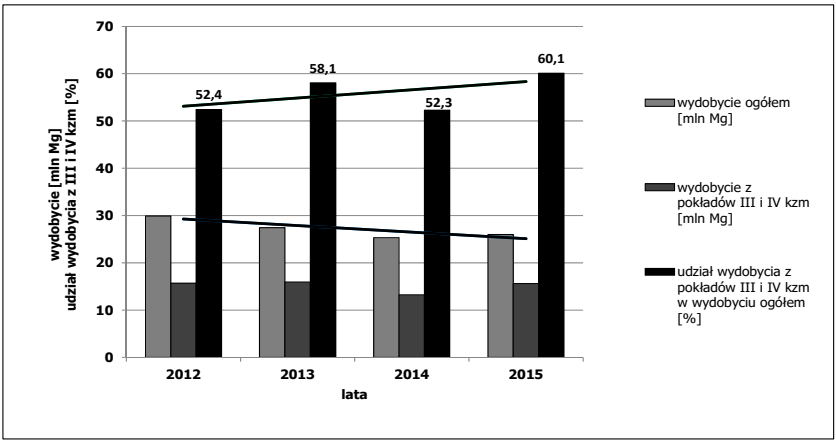
Prace górnicze prowadzone są na coraz większych głębokościach. W latach 2012-2015 średnia ważona głębokość eksploatacji w kopalniach byłej Kompanii Węglowej S.A. wzrosła z 715m do nawet 741m w 2014 r. (rys. 1).




Rys. 1. Średnia ważona głębokość eksploatacji w latach 2012-2015
Fig. 1. Weighted average depth of operation in 2012-2015

Eksploatacja węgla prowadzona jest w pokładach metanowych i niemetanowych. Tylko KWK Piast-Ziemowit (Ruch Piast i Ruch Ziemowit) prowadząca eksploatację w części wschodniej Górnośląskiego Zagłębia Węglowego jest kopalnią niemetanową. Pozostałe kopalnie eksploatują pokłady zaliczone od I do IV kategorii zagrożenia metanowego.

W latach 2012-2015 sumaryczne wydobycie węgla obecnych kopalń Polskiej Grupy Górniczej Sp. z o.o. zmniejszyło się z 30 mln Mg do 26 mln Mg, przy czym udział wydobycia z pokładów zaliczonych do najwyższych, III i IV kategorii zagrożenia metanowego (kzm) wzrósł z 52,4% w 2012 roku do 60,1% w roku 2015 (rys. 2).




Rys. 2. Wydobycie węgla ogółem oraz z pokładów zaliczonych do III i IV kzm kopalń aktualnie zgrupowanych w Polskiej Grupie Górniczej sp. z o.o.

Fig. 2. Coal mining in general and from the decks classified III and IV category of methane hazard in the mines of Polish Mining Group

Zagrożenie metanowe jest zróżnicowane wśród kopalń/ruchów Polskiej Grupy Górniczej Sp. z o.o. Średnia ilość metanu wydzielona w procesie eksploatacji węgla w jednostce czasu, czyli metanowość bezwzględna obecnych kopalń/ruchów w latach 2012–2015 zawiera się w przedziale od 0,0 do 80,12 $m^3$/min. (tab. 1).

Tabela 1. Średnioroczna metanowość bezwzględna kopalń w latach 2012-2015
Table 1. The average annual methane absolute in the mines in 2012-2015

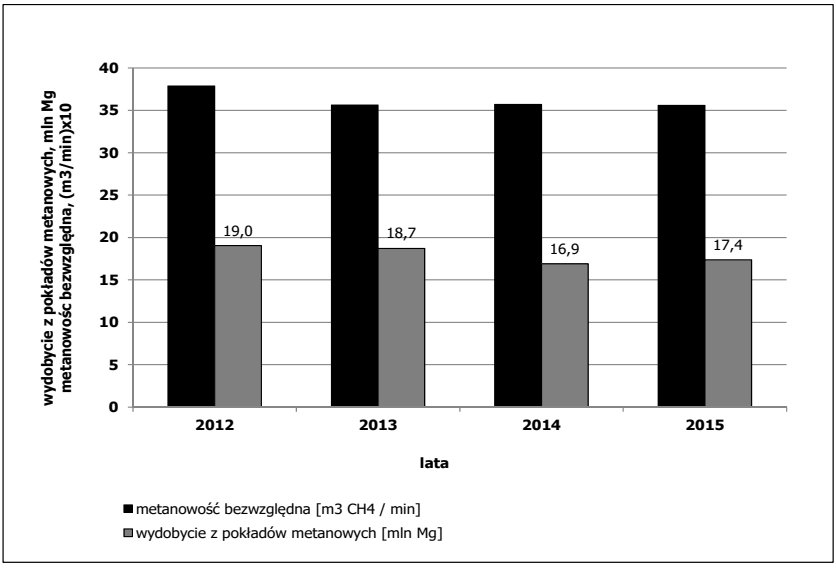
| l.p. | Kopalnia | 2012 | 2013 | 2014 | 2015 |
|---|---|---|---|---|---|
| | | [$m^3$/min] | [$m^3$/min] | [$m^3$/min] | [$m^3$/min] |
| 1 | Grupa A | 68,24 | 80,12 | 70,61 | 68,17 |
| 2 | | 72,62 | 77,63 | 74,49 | 65,39 |
| 3 | | 63,59 | 61,61 | 50,84 | 49,09 |
| 4 | | 61,08 | 35,74 | 48,56 | 62,49 |
| 5 | Grupa B | 47,03 | 45,40 | 42,75 | 44,55 |
| 6 | | 29,20 | 28,54 | 32,11 | 23,96 |
| 7 | | 26,77 | 21,42 | 29,68 | 34,11 |
| 8 | Grupa C | 8,90 | 4,68 | 4,60 | 4,59 |
| 9 | | 1,37 | 1,03 | 3,28 | 3,51 |
| 10 | Grupa D | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 |
| 11 | | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 |
| Suma [$m^3$/min] | | 378,80 | 356,17 | 356,92 | 355,86 |
| Ilość uwolnionego metanu [mln $m^3$] | | 199,64 | 187,20 | 187,60 | 187,04 |

W zależności od poziomu metanowości bezwzględnej w latach 2012 – 2015, kopalnie/ruchy przyporządkowano do czterech grup:

- Grupa A – metanowość bezwzględna osiąga wartości z przedziału 60 – 80,12 $m^3$/min
- Grupa B – metanowość bezwzględna osiąga wartości z przedziału 20 – 50 $m^3$/min
- Grupa C – metanowość bezwzględna osiąga wartości z przedziału 1 – 10 $m^3$/min
- Grupa D – metanowość bezwzględna wynosi 0,00 $m^3$/min

Sumaryczna metanowość bezwzględna obecnych kopalń Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. w ostatnich latach zmniejszyła się z 378,80 $m^3$/min w 2012 roku do 355,86 $m^3$/min w roku 2015. Ilość metanu, która została uwolniona eksploatacją górniczą w kopalniach w 2012 roku wyniosła prawie 200 mln $m^3$, a w latach 2013 – 2015 uwolniło się po około 187 mln $m^3$ tego gazu.

Zmniejszyło się wydobycie węgla z pokładów metanowych (zaliczonych do I, II, III i IV kategorii zagrożenia metanowego) z 19,0 mln Mg w 2012 roku do 16,9 mln Mg w roku 2014 (rys. 3), przy zwiększonym udziale wydobycia z pokładów zaliczonych do III i IV kategorii zagrożenia metanowego z 52,4% w 2012 roku do 60,1% w roku 2015.




Rys. 3. Wydobycie węgla z pokładów metanowych i metanowość bezwzględna kopalń Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. w latach 2012 - 2015

Fig. 3. Mining coal seams methane and methane absolute in the mines of Polish Mining Group in 2012 – 2015

## 2. KONIECZNOŚĆ PROWADZENIA PROFILAKTYKI METANOWEJ

Zgodnie z określeniem ujętym w słowniku języka polskiego „profilaktyka - to działania zapobiegawcze mające na celu niedopuszczenie do wypadków, uszkodzeń, katastrof itp. niekorzystnych zjawisk" [4].

Dla zapewnienia bezpieczeństwa załodze, przy prowadzeniu robót górniczych w kopalniach metanowych, należy stosować odpowiednią profilaktykę. Wykonanie wyrobiska górniczego zaburza równowagę ciśnienia gazów w złożu. Z górotworu do wyrobiska wypływa metan wolny występujący w porach i szczelinach calizny oraz metan uwolniony z węgla w procesie desorpcji. Zakres profilaktyki metanowej to długofalowe oraz doraźne przedsięwzięcia technologiczne i techniczne [1]. Profilaktyka ta rozpoczyna się już na etapie projektowania robót górniczych i trwa do czasu likwidacji rejonu. Zakres jej obejmuje [5]:

a/ analizę i ocenę poziomu zagrożenia metanowego na etapie projektowania robót górniczych w danym pokładzie - rozcinkę i gabaryty wyrobisk górniczych dostosowane do wielkości tego zagrożenia,
b/ wykonywanie w trakcie drążenia wyrobisk korytarzowych badań metanonośności i w razie potrzeby opracowanie prognozy metanowości bezwzględnej - prognozy metanowości bezwzględnej wyrobisk wykorzystywane są dla obliczenia potrzebnej ilości powietrza i dla ustalenia niezbędnych środków profilaktyki metanowej,
c/ projektowanie rozpływów powietrza w kopalni i doprowadzenie do rejonów wymaganej ilości powietrza,
d/ stosowanie pomocniczych urządzeń wentylacyjnych,
e/ wykonywanie projektów odmetanowania, budowę sieci rurociągów i prowadzenie odmetanowania górotworu,
f/ monitoring parametrów wentylacyjnych i dostosowanie środków do zwalczania zagrożenia metanowego do zmieniających się warunków w trakcie robót górniczych,
g/ stosowanie metanometrii automatycznej (przede wszystkim z wykorzystaniem czujników o pomiarze ciągłym),
h/ wykonanie projektu likwidacji nieczynnych wyrobisk górniczych.

W kopalniach Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. w celu likwidacji zagrożenia metanowego stosowane są metody:

- wentylacyjne – metan uwalniany do wyrobiska, rozrzedzany jest do bezpiecznych koncentracji w powietrzu przewietrzającym te wyrobiska, na wylotach ze ścian stosowane są często pomocnicze urządzenia wentylacyjne,

- odmetanowanie górotworu.

Wybór metody likwidacji zagrożenia, uwarunkowany jest wynikami prognozy zagrożenia metanowego wykonanej przez rzeczoznawcę ds. ruchu zakładu górniczego.

Konieczność prowadzenia profilaktyki metanowej, jej zakres i uwarunkowania usankcjonowane są obowiązującymi przepisami górniczymi. Ujęte są w Rozporządzeniu Ministra Gospodarki z 28 czerwca 2002r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych.

2.1. *Wykonywanie badań na zawartość metanu w złożu, skał na iskrzenie zapalające metan i skłonności skał do wyrzutów, opracowanie prognoz metanowości, opinie i ekspertyzy rzeczoznawców, analizy laboratoryjne składu powietrza kopalnianego, stosowanie pomocniczych urządzeń wentylacyjnych*

Konieczność wykonywania badań metanonośności i analiz laboratoryjnych powietrza kopalnianego dla celów profilaktyki metanowej wynika z §§ 244, 245, 249 i 250 Rozporządzenia MG z dnia 28 czerwca 2002r. [3]
Konieczność i uwarunkowania opracowywania prognoz metanowości bezwzględnej wyrobisk ujęto w §§ 252, 253, 254 i 255 ww. Rozporządzenia MG [3].
Warunki stosowania pomocniczych urządzeń wentylacyjnych dla uintensywnienia przewietrzania i przeciwdziałania tworzeniu się nagromadzeń metanu w rejonach skrzyżowania ścian z chodnikami przyścianowymi określono w Załączniku nr 5 wspomnianego Rozporządzenia MG.

2.2. *Monitoring z wykorzystaniem urządzeń przenośnych i metanometrii automatycznej*

Warunki dotyczące kontroli zawartości metanu w powietrzu wykonywane urządzeniami metanometrii automatycznej i metanomierzami przenośnymi ujęto w §§ 262 i 263 Rozporządzenia MG [3].

2.3. *Odmetanowanie górotworu*

Zgodnie z § 293 Rozporządzenia MG [3] w zakładach górniczych eksploatujących pokłady zaliczone do IV kategorii zagrożenia metanowego stosuje się odmetanowanie górotworu. Można nie stosować odmetanowania w pokładach IV kzm w przypadkach uzasadnionych analizą stanu warunków wentylacyjno-metanowych i prognozą metanowości, o ile przestrzegane będą warunki ustalone przez kierownika ruchu zakładu górniczego gwarantujące bezpieczeństwo pracy i ruchu zakładu górniczego.

Zgodnie z Załącznikiem nr 5 do ww. Rozporządzenia MG przy prowadzeniu ścian zawałowych w pokładach zaliczonych do III stopnia zagrożenia tąpaniami i do III lub IV kategorii zagrożenia metanowego stosuje się odmetanowanie i odpowiednią regulację sieci wentylacyjnej dla zmniejszenia podwyższonych stężeń metanu w zrobach oraz specjalne metody mające na celu ograniczenie występowania metanu w rejonie skrzyżowań chodnika wentylacyjnego ze ścianą oraz likwiduje się na bieżąco zbędne wyrobiska korytarzowe dla zapobiegania nagromadzeniu się metanu.

W kopalniach Polskiej Grupy Górniczej Sp. z o.o. zwalczanie zagrożenia metanowego tylko metodami wentylacyjnymi prowadzone jest w czterech ruchach kopalń. Są to: niemetanowa kopalnia Piast-Ziemowit (Ruch Piast i Ruch Ziemowit), KWK Bolesław Śmiały oraz Ruch Pokój KWK Ruda (o maksymalnej metanowości bezwzględnej do 10 $m^3$/min).

W pozostałych siedmiu ruchach kopalń, jednocześnie z wentylacyjnymi metodami zwalczania zagrożenia metanowego, w celu utrzymania dopuszczalnych stężeń metanu w wyrobiskach dołowych, prowadzone jest odmetanowanie górotworu.

## 3. STUDIUM KOSZTÓW PROFILAKTYKI METANOWEJ W LATACH 2012 – 2015 NA PRZYKŁADZIE WYBRANYCH KOPALŃ

Analizie poddano koszty profilaktyki metanowej poniesione na realizację zadań ujętych w Punkcie 2 w pozycjach od b/ do g/ dla wybranych kopalń/ruchów Polskiej Grupy Górniczej Sp. z o.o. o różnym poziomie zagrożenia metanowego (różnej metanowości bezwzględnej).

Koszty te podzielone zostały na trzy bloki obejmujące:

$K_b$ - badania na zawartość metanu w złożu, skał na iskrzenie zapalające metan i skłonności skał do wyrzutów, opracowanie prognoz metanowości, opinie i ekspertyzy rzeczoznawców, analizy laboratoryjne składu powietrza kopalnianego, stosowanie pomocniczych urządzeń wentylacyjnych, cechuje je nieperiodyczny charakter,

$K_m$ - monitoring parametrów wentylacyjnych z wykorzystaniem urządzeń przenośnych metanometrii indywidualnej oraz metanometrii automatycznej (centrala, sieć, czujniki, układy wyłączania sieci elektrycznej, obsługa centrali i służby utrzymania sieci). Koszty te obejmują wynagrodzenia pracowników, zużycie energii i materiałów, atesty, legalizację i amortyzację aparatury. Do sumarycznych kosztów $K_o$ wliczane są również remonty i konserwacje oraz zakupy inwestycyjne. Cechuje je nieperiodyczny charakter.

$K_o$ - stosowanie odmetanowania górotworu, w tym:

- utrzymanie stacji odmetanowania,
- budowa (montaż i demontaż) oraz utrzymanie sieci rurociągów odmetanowania na dole,
- roboty wiertnicze dla potrzeb odmetanowania.

Koszty profilaktyki metanowej K stanowią sumę kosztów:

$$K = K_b + K_m + K_o \qquad (1)$$

W tabeli 2 i 3 przedstawiono koszty K poniesione na profilaktykę metanową w analizowanych kopalniach/ruchach w latach 2012 – 2013 i obciążenie tymi kosztami wydobycia 1 Mg węgla, które wynosiło:

- w Grupie A - o metanowości bezwzględnej 60-80 $m^3$/min 5,3 – 11,6 zł/Mg węgla
- w Grupie B - o metanowości bezwzględnej 20-40 $m^3$/min 3,9 – 6,0 zł/Mg węgla
- w Grupie C - o metanowości bezwzględnej 1-10 $m^3$/min 3,8 – 4,3 zł/Mg węgla
- w Grupie D - o metanowości bezwzględnej 0,0 $m^3$/min 0,02 – 0,03 zł/Mg węgla

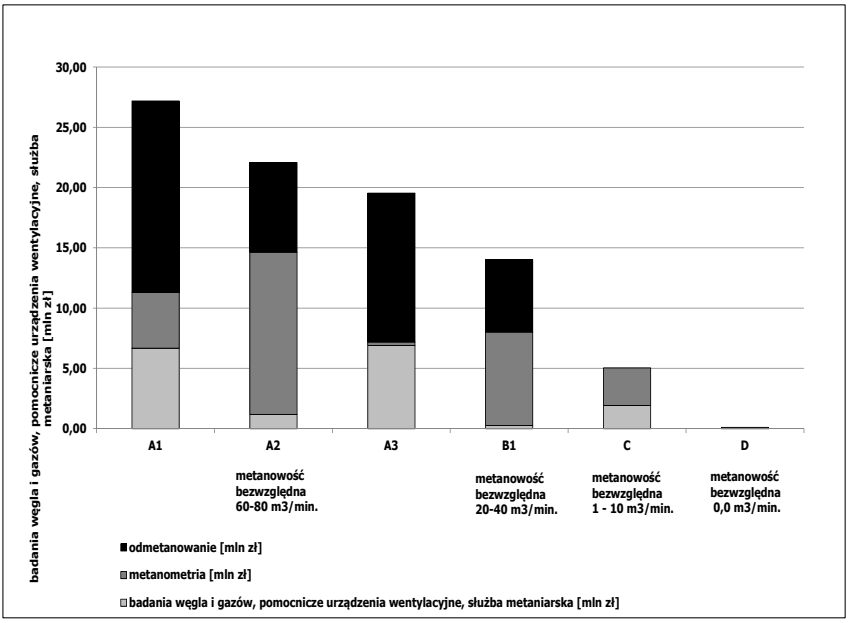
Tabela 2. Koszty profilaktyki metanowej i obciążenie 1 Mg wydobytego węgla w 2012 roku
Table 2. The costs of prevention of methane and a load of 1 Mg of coal mined in 2012

| l.p. | Kopalnia | Udział w łącznych kosztach w 2012 roku | | | Koszty K 2012 rok | Wydobycie 2012 rok | Obciążenie 1 Mg wydobycia węgla |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | BLOK $K_b$ | BLOK $K_m$ | BLOK $K_o$ | | | |
| | | [%] | [%] | [%] | [mln zł] | [mln Mg] | [zł/Mg] |
| 1 | A1 | 24,5 | 17,1 | 58,4 | 27,2 | 3,0 | 9,1 |
| 2 | A2 | 5,3 | 61,1 | 33,6 | 22,1 | 1,9 | 11,6 |
| 3 | A3 | 35,2 | 1,5 | 63,3 | 19,6 | 3,7 | 5,3 |
| 4 | B1 | 1,8 | 55,3 | 42,9 | 14,0 | 1,9 | 7,4 |
| 5 | C | 38,2 | 61,8 | | 5,0 | 1,3 | 3,8 |
| 7 | D | 100 | | | 0,09 | 4,6 | 0,02 |

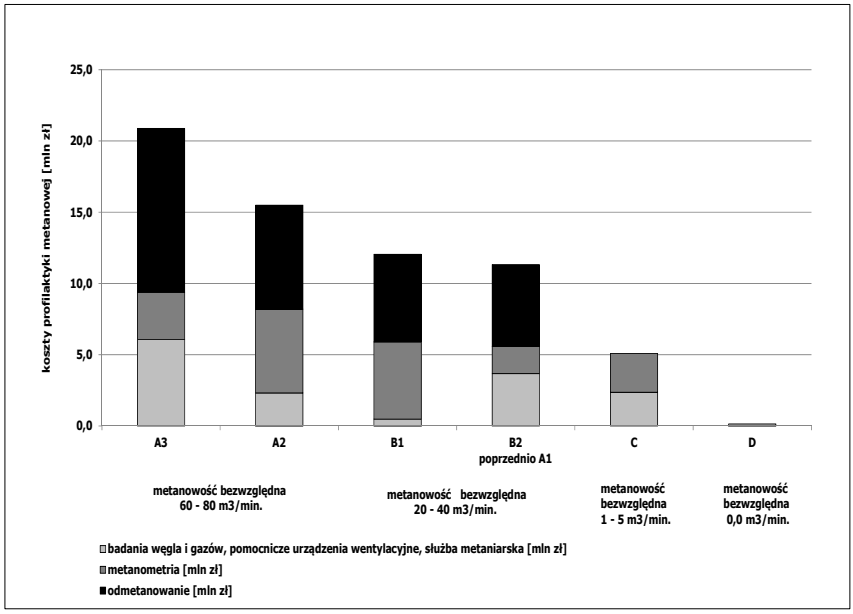
Tabela 3. Koszty profilaktyki metanowej i obciążenie 1 Mg wydobytego węgla w 2013 roku
Table 3. The costs of prevention of methane and a load of 1 Mg of coal mined in 2013

| l.p. | Kopalnia | Udział w łącznych kosztach w 2013 roku | | | Koszty K 2013 rok | Wydobycie 2013 rok | Obciążenie 1 Mg wydobycia węgla |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | BLOK $K_b$ | BLOK $K_m$ | BLOK $K_o$ | | | |
| | | [%] | [%] | [%] | [mln zł] | [mln Mg] | [zł/Mg] |
| 1 | A3 | 29,1 | 15,8 | 55,1 | 20,9 | 2,8 | 7,5 |
| 2 | A2 | 15,0 | 37,9 | 47,1 | 15,5 | 2,1 | 7,4 |
| 3 | B1 | 4,0 | 45,0 | 51,0 | 12,0 | 2,0 | 6,0 |
| 4 | B2(poprzednioA1) | 32,5 | 16,9 | 50,6 | 11,3 | 2,9 | 3,9 |
| 5 | C | 46,6 | 53,4 | | 5,1 | 1,2 | 4,3 |
| 6 | D | 100 | | | 0,1 | 4,0 | 0,03 |

Na rysunkach 4 i 5 przedstawiono udział poszczególnych bloków kosztowych w sumarycznych kosztach profilaktyki metanowej K w latach 2012–2013 dla kopalń o różnych metanowościach bezwzględnych. Dla kopalń z Grupy A (o najwyższych metanowościach bezwzględnych) koszty K znacząco wzrastają w porównaniu z kosztami K tej profilaktyki dla kopalń z Grupy B (z 11,3 mln zł do 27,2 mln zł). Dla Grupy C wynoszą około 5 mln zł, a dla Grupy D (niemetanowych) około 0,1 mln zł.



Rys. 4. Koszty profilaktyki metanowej kopalń Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. w 2012 roku
Fig. 4. The costs of prevention of methane in the mines of Polish Mining Group in 2012



Rys. 5. Koszty profilaktyki metanowej kopalń Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. w 2013 roku
Fig. 5. The costs of prevention of methane in the mines of Polish Mining Group in 2013

Udział kosztów odmetanowania $K_o$ w sumarycznych kosztach profilaktyki metanowej K w wybranych kopalniach Grupy A i B wynosi średnio 50,3%, a maksymalnie wyniósł nawet 63,3%. Odmetanowanie jest metodą zwalczania zagrożenia metanowego, która przynosi największe efekty, ale generuje również bardzo wysokie koszty.

## 4. ANALIZA KOSZTÓW ODMETANOWANIA W LATACH 2012–2015

Na łączne koszty odmetanowania $K_o$ dla poszczególnych kopalń/ruchów składają się koszty ponoszone na:

- utrzymanie stacji odmetanowania,
- utrzymanie odmetanowania w wyrobiskach dołowych,
- rozbudowę i przebudowę sieci rurociągów metanowych,
- roboty wiertnicze dla odmetanowania.

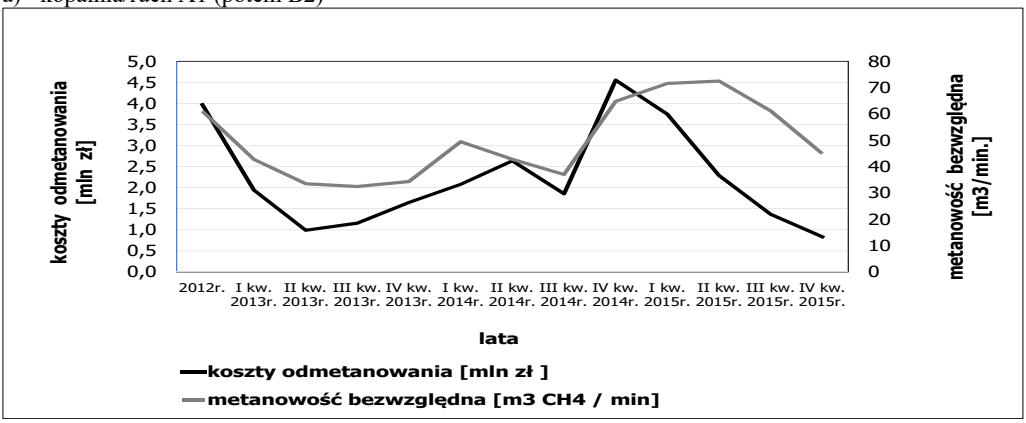
Na rysunkach 6.a) - d) przedstawiono poziom kosztów poniesionych w latach 2012 – 2015 przez poszczególne kopalnie/ruchy na odmetanowanie górotworu. Jednocześnie dla tych kopalń pokazano kształtowanie się w analogicznym okresie wartości metanowości bezwzględnej.

W kopalniach/ruchach odmetanowanie realizowane było jako:

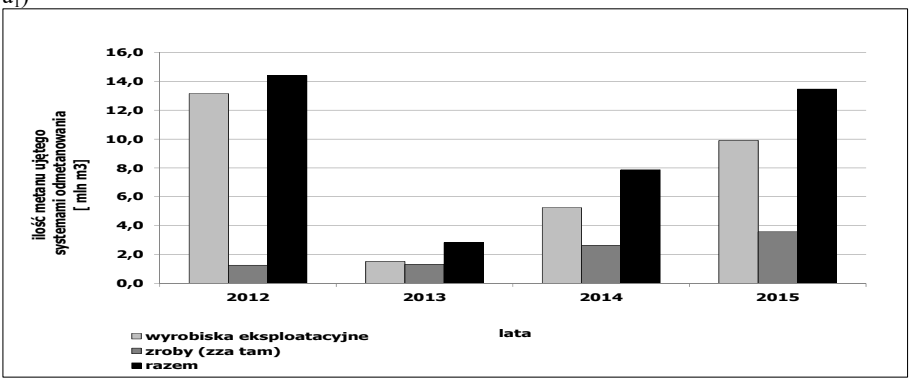
- odmetanowanie eksploatacyjne oraz
- ujęcie metanu z otamowanych starych zrobów.

Ilości metanu ujętego z poszczególnych źródeł wydzielania dla kopalń/ruchów z rysunków 6.a) –d) pokazano na rysunkach 6.a$_1$) – d$_1$).

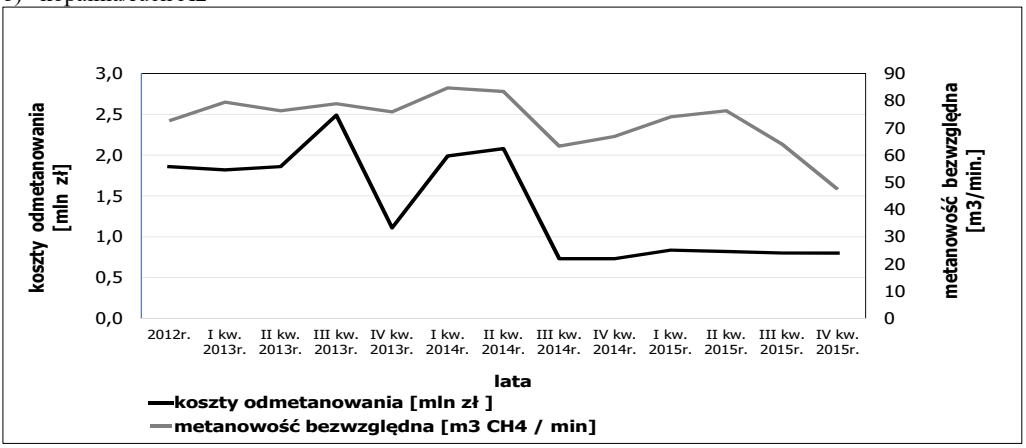
a) kopalnia/ruch A1 (potem B2)



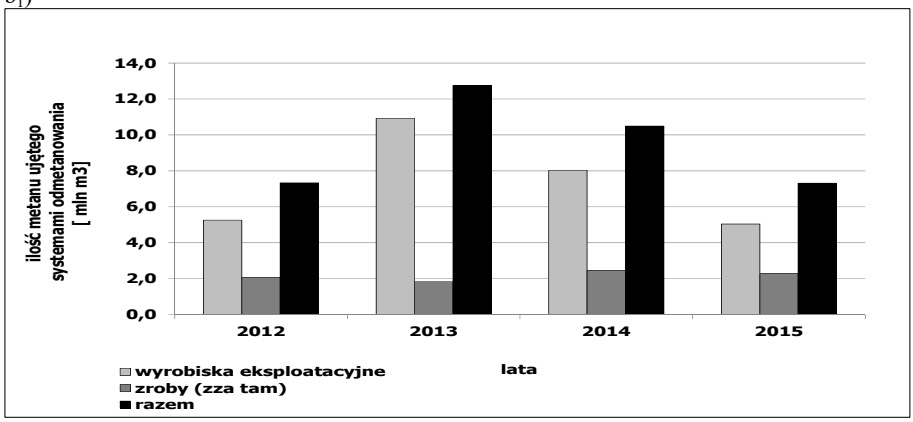

a$_1$)



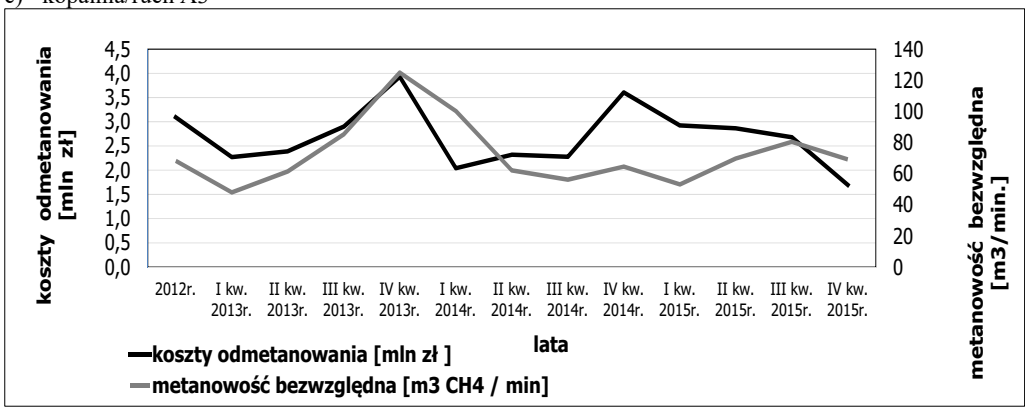

b) kopalnia/ruch A2



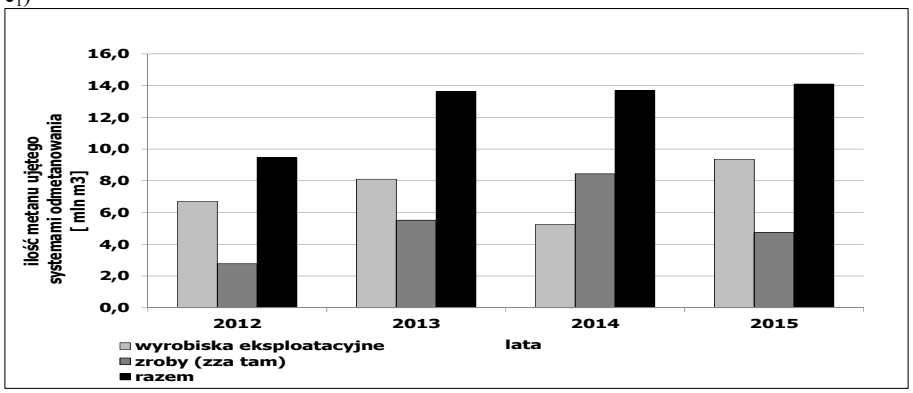
$b_1$)



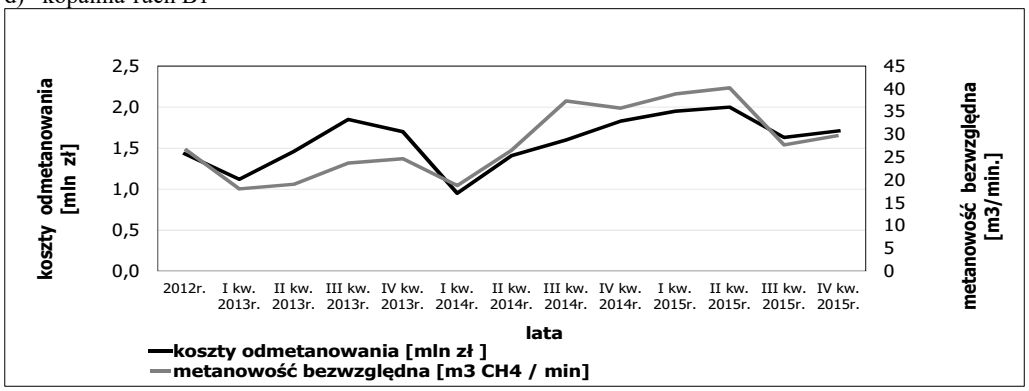

c) kopalnia/ruch A3



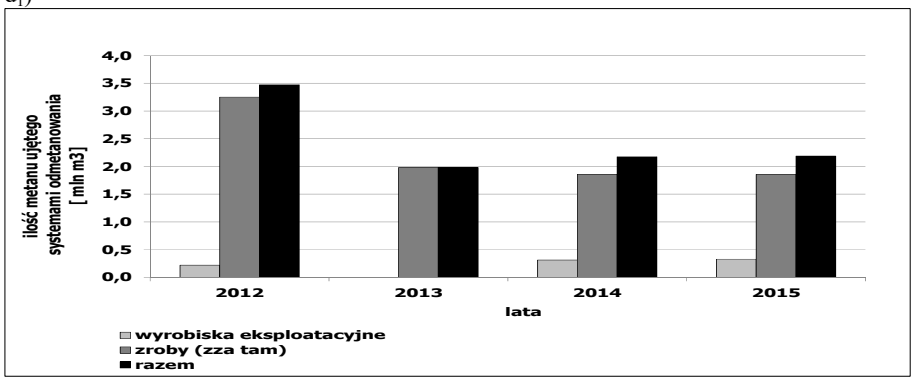

$c_1$)



d) kopalnia-ruch B1




$d_1$)




Rys.6.a-d) Zmiany poziomu kosztów odmetanowania przy różnych wielkościach metanowości bezwzględnej kopalń Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o.

Fig. 6.a-d) Changes in the level of costs of methane drainage at different sizes absolute methane in the mines of Polish Mining Group

Rys.6.$a_1$-$d_1$) Ilości metanu ujętego z poszczególnych źródeł wydzielania w latach 2012-2015

Fig. 6.$a_1$-$d_1$) Methane recognized from various sources secretion in 2012-2015

W kopalniach/ruchach udział ujęcia metanu z wyrobisk eksploatacyjnych i starych zrobów jest różny:

- w kopalni/ruchu A1 (potem B2) znaczny wzrost ilości ujmowanego metanu związany był z prowadzeniem odmetanowania przede wszystkim w trakcie eksploatacji ścianami o dużej metanowości bezwzględnej w 2012 i 2015 roku (ilości ujmowanego metanu zza tam izolujących zroby poeksploatacyjne utrzymywano na stałym, niskim poziomie) - rys. 6.a,$a_1$

- w kopalni/ruchu A2 metanowość bezwzględna zmniejszyła się z 85$m^3$/min (w I kwartale 2014r.) do 47 $m^3$/min (w IV kwartale 2015r.), obniżeniu uległa również ilość metanu ujęta odmetanowaniem z wyrobisk eksploatacyjnych, podobnie jak dla kopalni/ruchu A1 ilości ujętego gazu metanowego zza tam izolacyjnych utrzymywano na stałym niskim poziomie rys. 6.b,$b_1$

- w kopalni/ruchu A3 dla utrzymania wielkości ujmowanego metanu (wykorzystywanego we własnych instalacjach – silnik gazowy 2MW) przy obniżaniu się ilości ujmowanego metanu w trakcie eksploatacji ścian, istniała możliwość zwiększenia ilości ujęcia gazu metanowego zza tam, ze starych zrobów (rys. 6.c,$c_1$)

- w kopalni/ruchu B1 ilość ujmowanego metanu ze starych zrobów stanowi 85-100% sumarycznej ilości ujmowanego gazu (niska metanowość bezwzględna) - rys. 6.d,$d_1$.

Z wykresów na rysunkach 6.a) – d) wynika, że istnieje pomiędzy obu przedstawionymi na nich wielkościami dodatnia korelacja. Oznacza to, że zmiany wartości obu wielkości następują w tym samym kierunku. Albo obie rosną albo obie maleją.

Świadczy to o tym, że w kopalniach/ruchach, w których stosuje się odmetanowanie górotworu dla obniżenia zagrożenia metanowego, jego koszty rosną lub maleją w zależności od poziomu zagrożenia metanowego (wartości metanowości bezwzględnej kopalni).

Wszystkie kopalnie Spółki, prowadzące odmetanowanie posiadają stacje odmetanowania, umożliwiające wyprowadzanie ujętego gazu na powierzchnię, gdzie jest on gospodarczo wykorzystywany w kotłach gazowych, węglowo-gazowych i jednostkach kogeneracyjnych oraz sprzedawany podmiotom zewnętrznym. Koszty ponoszone na odmetanowanie to przede wszystkim zapewnienie bezpieczeństwa załodze i kopalni. Ujęty gaz metanowy to również wykorzystywane źródło energii.

## 5. PODSUMOWANIE

Koszty ponoszone na profilaktykę i zwalczanie zagrożenia metanowego obciążają koszty wydobycia węgla. Dla kopalń Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. o dużym zagrożeniu metanowym to kwota 11,60 zł/Mg wydobytego węgla.

Metody wentylacyjne są niewystarczające dla niedopuszczenia do powstawania w wyrobiskach górniczych niebezpiecznych nagromadzeń metanu. Odmetanowanie górotworu jest najbardziej skuteczną, ale i kosztowną metodą obniżenia zagrożenia metanowego. Obejmuje ono odmetanowanie eksploatacyjne ścian oraz ujmowanie metanu ze zrobów poeksploatacyjnych.

Maksymalizacja zysków przedsiębiorstwa realizowana m.in. poprzez minimalizację kosztów wymaga dostosowania zakresu profilaktyki metanowej do skali zagrożenia metanowego. Ma to swoje odzwierciedlenie w poziomie ponoszonych kosztów i jego wpływie na ich wielkość. Dlatego też wydajność odmetanowania w kopalniach Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. dopasowana jest do skali zagrożenia metanowego i utrzymywana na poziomie, który pozwala zapewnić bezpieczeństwo zatrudnionej załodze oraz osiągnąć założoną wielkość produkcji.

Metan, gaz występujący w pokładach węgla to nie tylko zagrożenie, to jednocześnie paliwo. Ujęcie go na powierzchnię systemami odmetanowania stwarza możliwość jego gospodarczego wykorzystania [2]. Aktualnie wszystkie kopalnie Polskiej Grupy Górniczej sp. z o.o. prowadzące odmetanowanie górotworu posiadają stacje odmetanowania umożliwiające

ujmowanie metanu rurociągami na powierzchnię. Gaz ten jest wykorzystywany we własnych instalacjach do produkcji energii cieplnej i elektrycznej oraz sprzedawany podmiotom zewnętrznym. W 2015 roku z metanu wyprodukowano ponad 309 tys. GJ energii cieplnej i prawie 45 tys. MWh energii elektrycznej. Produkcja energii elektrycznej w kogeneracji umożliwia także otrzymanie certyfikatów pochodzenia energii elektrycznej. Dotychczas firma korzystała z „żółtych" i „fioletowych" certyfikatów. Zagospodarowanie ujmowanego metanu to źródło dodatkowych korzyści ekonomicznych i sposób częściowego rekompensowania kosztów profilaktyki metanowej.

## LITERATURA


[1] Kabiesz J. 2013: Koszty profilaktyki zagrożenia tąpaniami i metanem w kopalniach węgla kamiennego Kompanii Węglowej S.A. Dok. pracy nauk.-bad. GIG, Katowice, s. 4.

[2] Potoczek H., Lipnicki L. 2015: Metan – zagrożenie i korzyści w kopalniach Kompanii Węglowej S.A. Przegląd Górniczy, nr 2, s. 49-57.

[3] Rozporządzenie Ministra Gospodarki z 28 czerwca 2002r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych. Dz. U. Nr 139, poz. 1169 z późn. zm.

[4] Skorupko i in., red. 1969 – Skorupko S., Auderska H., Łempicka Z., red., 1969: Mały słownik języka polskiego. Wyd. 6, PWN, Warszawa, s. 632.

[5] Uszko M., Kloc L., Szarafiński M., Potoczek H. 2014: Zagrożenia naturalne w kopalniach Kompanii Węglowej S.A. Część III Zagrożenie metanowe. Wiadomości Górnicze, nr 1, str. 2–15.

[6] Wacławik J. 2010: Wentylacja kopalń. Wydawnictwa AGH, Kraków, tom 1, s. 434–483.


## METHANE HAZARD AND A STUDY OF ITS PREVENTION COSTS IN 2012–2015 ON THE EXAMPLE OF SELECTED MINES


Methane is accompanied by most of the coal deposits. Methane hazard is excessive content of this gas in the mining excavations. This is a source of high risk security and continuity of the mine. In Polish Mining Group only the Piast-Ziemowit is non-methane mine. In 2015, 66,4% of coal mined in Kompania Węglowa S.A. mines comes from methane coal seams. Methane drainage is the most effective but very costly method of combating methane hazard.The costs of prevention and eradication of methane hazard charged to costs of coal mining. Therefore, performance of methane drainage in the mines of Polish Mining Group is adapted to the scale of methane hazard. The article presents an analysis of the costs of prevention methane hazard for mines with different absolute methane and its impact on the level of these costs.

# Badanie krążników firmy SAG po 3 latach eksploatacji w KWK Mysłowice-Wesoła

TADEUSZ OPASIAK
*Politechnika Śląska, Katedra Logistyki i Transportu Przemysłowego*

JERZY GAS
*SAG Spółka z o.o.*

STRESZCZENIE: W artykule przestawiono wstępne wyniki badań krążników firmy SAG Spółka z o.o. po 3 latach eksploatacji w ciężkich warunkach eksploatacyjnych w kopalni KWK Mysłowice-Wesoła. Badania obejmowały głównie porównanie oporów statycznych i dynamicznych obracania się krążników nowych z krążnikami po 3 latach eksploatacji.

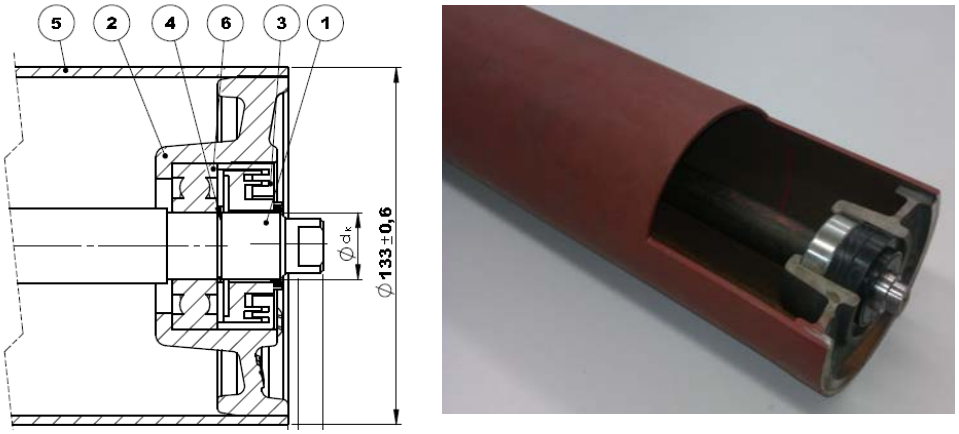
## WPROWADZENIE

Krążniki podtrzymujące taśmę przenośnika taśmowego stanowią najliczniejszą grupę elementów, a od sprawnego ich działania zależą między innymi: prawidłowy bieg taśmy i jej trwałość oraz całkowite opory ruchu taśmy przenośnika. Z tego względu bardzo dużego znaczenia nabiera jakość ich wykonania oraz trwałość krążników w czasie ich eksploatacji. Na wielkość oporów ma również wpływ rodzaj smaru w komorze łożyska, jak i samo łożysko. Poza tym istotne znaczenie ma również rodzaj zastosowanego uszczelnienia komory łożyskowej, które zabezpiecza przed wyciekiem smaru i przedostawaniem się zanieczyszczeń z otoczenia. Płaszcz krążników wykonuje się głownie z rur stalowych ze szwem. Duże znaczenie ma tu dokładność wykonania rury. Zbyt duża tolerancja wykonania średnicy rury i jej niewyważenie powoduje powstawanie sił dynamicznych przy pracy krążnika, co powoduje zmniejszenie jego trwałości. Norma PN-M-46606 przewiduje, że przy prędkościach taśmy powyżej 2 [m/s], należy krążniki wyważać dynamicznie.

Badane krążniki pracowały w przenośniku taśmowym typu Gwarek 1200 w KWK Mysłowice–Wesoła, który transportuje urobek do szybu wydobywczego „Karol" na poz. 665m. Napęd przenośnika składa się z dwóch silników elektrycznych o mocy 90kW i prędkości obrotowej 1477obr./min każdy. Sprzężenie cierne taśma-bęben realizowane jest poprzez dwa bębny napędowe ϕ1000x1400 [2].

## 1. BUDOWA BADANYCH KRAŻNIKÓW I ICH BADANIE

Na rysunku 1 przedstawiono przykład nowego krążnika, który został zamocowany w przenośniku typu Gwarek 1200 w KWK Mysłowice-Wesoła. Były to krążniki nowej konstrukcji firmy SAG Sp. z o.o. z łożyskiem 6305ETN9/C4 firmy SKF z koszem poliamidowym wzmocnionym włóknem szklanym oraz uszczelnieniem labiryntowym U4Exp 62/65 z pokrywą 2LU4.




Rys.1. Budowa krążnika nowej konstrukcji firmy SAG Sp. z o.o. [9]. 1 – oś, 2 – piasta żeliwna, 3 – uszczelnienie labiryntowe, 4 – pierścień osadczy SEG Z025, 5 – płaszcz ϕ133, 6 – łożysko 6305 ETN9/C4 [8, 9].

Na rysunku 2 przedstawiono wygląd krążnika po trzech latach eksploatacji w KWK Mysłowice-Wesoła. Na rysunku 2 widać wyraźne zużycie powierzchni płaszcza krążnika po 3 latach eksploatacji. Powierzchnia płaszcza pokryta jest rdzą z dodatkiem zanieczyszczeń jakie powstają na kopalni w czasie normalnej eksploatacji wydobywczej.

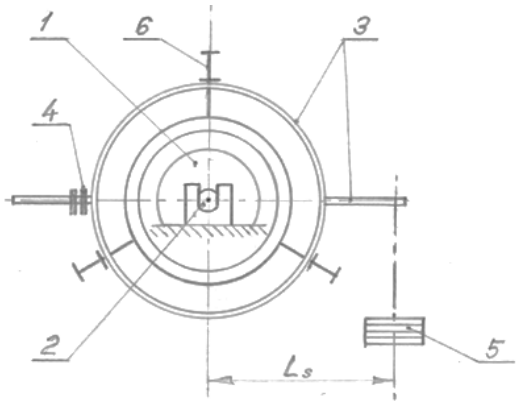


Rys. 2. Wygląd krążnika po trzech latach eksploatacji w KWK Mysłowice-Wesoła zamocowany na stanowisku badawczym w siedzibie firmy SAG Sp. z o.o.

## 2.1. Badanie statycznego oporu obracania krążników

Badanie statycznego oporu obracania krążników wykonano na stanowisku laboratoryjnym, w siedzibie firmy, odpowiednio przystosowanym do tego rodzaju badań (rys.3) [1,2].

Oś obrotu (2) badanego krążnika (1) została zamocowana w kłach stanowiska badawczego i unieruchomiona przed ruchem obrotowym. Na płaszczu krążnika unieruchomiono ramę z dźwignią dwuramienną (3). Za pomocą trzech śrub dociskowych (6) wyregulowano ramę dźwigni dwuramiennej (3).




Rys. 3. Schemat pomiaru momentu oporu statycznego obrotu płaszcza krążnika, gdzie: 1 – badany krążnik, 2 – oś krążnika, 3 – rama dźwigni dwuramiennej, 4 – masa poziomująca, 5 – masa pomiarowa, 6 – śruba dociskowa ramy dźwigni pomiarowej do badanego krążnika.

Po tych czynnościach przygotowawczych wypoziomowano dźwignię dwuramienną nakładając na jedno z jej ramion odpowiedniej wielkości masy (4) poziomujące. W następnej kolejności na drugim ramieniu dźwigni umieszczano masy pomiarowe (5). Pomiar polegał na ustaleniu wielkości momentu statycznego, przy którym płaszcz badanego krążnika rozpoczynał ruch obrotowy.

Wielkość momentu obrotowego nazywana tu „momentem oporu statycznego krążnika" wyznaczono z zależności:

$$M_S = m \cdot g \cdot L_S [Nm]$$

gdzie: $M_S$ – moment oporu statycznego, [Nm], m – masa pomiarowa dźwigni, [kg], g=9,81[m/s$^2$], Ls - ramie pomiarowe dźwigni pomiarowej, [m].

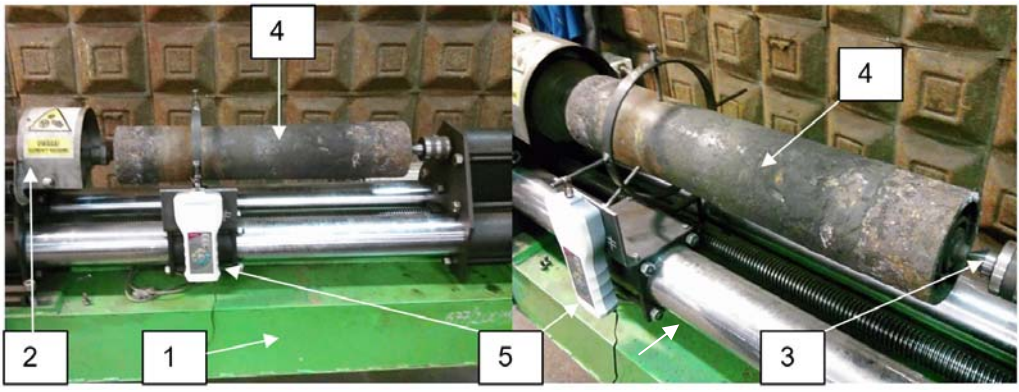
Dopuszczalne opory statyczne badanych krążników nie powinny przekroczyć wartości podanych w tab. 1 [7]. Porównując otrzymane wyniki z zalecanymi w normie PN-M-46606 [7] stwierdza się, że krążniki po okresie próbnym (docieranie) uzyskały bardzo wysokie parametry eksploatacyjne, które w konsekwencji wpływają dodatnio na ich trwałość [1,2]. Natomiast po trzech latach eksploatacji opór statyczny utrzymał się na tym samym poziomie, co krążniki po okresie docierania.

Tabela 1 Wartości średnie oporów statycznych obracania dla analizowanej grupy krążników

| L.p. | Badany krążnik | Opór statyczny wg normy PN-M-46606 | Opór statyczny krążników nowych $M_s$ | Opór statyczny krążników po 3 latach eksploatacji |
|---|---|---|---|---|
| 1 | krążniki ϕ133x465 | 0,60 Nm | 0,20 Nm | 0,17 Nm |
| 2 | krążniki ϕ133x670 | | 0,14 Nm | 0,13 Nm |

## 2.2. Badanie dynamicznego oporu obracania się krążników

Badanie dynamicznego oporu obracania krążników przeprowadzono na stanowisku badawczym w siedzibie firmy SAG. Badania dynamiczne polegają na pomiarze siły obwodowej, powodującej obrót płaszcza krążnika względem osi krążnika, przy prędkości obrotowej osi 600obr/min. Metoda taka eliminuje ewentualne negatywne oddziaływanie owalności płaszcza na wynik pomiaru, a jednocześnie nie wpływa na wartość zmierzonej siły. Wielkość siły wynika z ruchu względnego płaszcza względem osi badanego krążnika (rys.4.) [1,2,4,5,6].



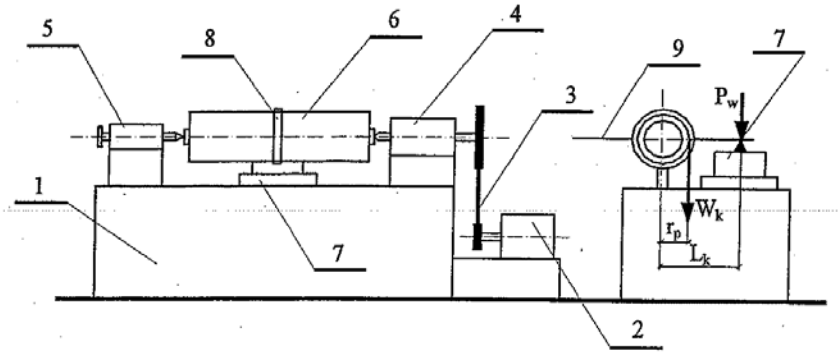

Rys. 4. Stanowisko do pomiaru dynamicznego oporu obracania krążników w firmie SAG. 1 – podstawa stanowiska, 2 – mocowanie z napędem, 3– podpora nieruchoma wałka dociskowego, 4 – badany krążnik, 5 – siłomierz.

Oś krążnika (4) zamocowana jest z jednej strony w obrotowym uchwycie (2), za pośrednictwem którego przekazywane są obroty z silnika poprzez przekładnię pasową. Z drugiej strony oś krążnika podpierana jest kłem (3). Do silnika napędzającego podłączony jest falownik, dzięki któremu możliwa jest regulacja prędkości obrotowej osi badanego krążnika. W trakcie pomiarów prędkość była stała i wynosiła 600 obr/min wg wytycznych normy PN-M-46606. W celu pomiaru siły oporu dynamicznego obracania płaszcza krążnika wykorzystano siłomierz AXIS typu FB500 (5). Podczas ruchu obrotowego osi krążnika powstaje ruch względny płaszcza krążnika, co powoduje moment oporu dynamicznego na siłomierzu (5). Otrzymana wartość

zredukowana zostaje na zewnętrzny promień płaszcza krążnika na podstawie zależności (rys.5):

$$W_k = \frac{P_w \cdot L_k}{r_p}$$

gdzie: $P_w$– rejestrowana siła nacisku na siłomierzu, [N], $L_k$– długość ramienia, [m], $r_p$– promień zewnętrzny płaszcza krążnika, [m], $W_k$ – wartość oporu dynamicznego obracania krążnika, [N].




Rys. 5. Schemat stanowiska do pomiaru dynamicznego oporu obracania krążników z siłami wyznaczającymi siłę oporu dynamicznego [1]. 1 – podstawa stanowiska, 2 – silnik elektryczny, 3 – przekładnia pasowa, 4 – podpora wałka napędowego, 5 – podpora wałka dociskowego, 6 – krążnik, 7 – siłomierz pomiarowa, 8 – obejma krążnika, 9 – dźwignia dwuramienna.

Na podstawie badań dynamicznych stwierdzono, że opory dynamiczne dla krążników po 3 latach eksploatacji kształtują się na poziomie 1,4N (tab.2). Opory te nieznacznie podniosły się w stosunku do krążników po 2 i 10 miesiącach eksploatacji, ale nie przekroczyły wartości krążników nowych i nie przekraczają wartości normowej, która dla tej grupy krążników wynosi 4,5N.

Tabela 2 Wartości średnie oporów dynamicznych dla analizowanej grupy krążników

| **L.p.** | **Rodzaj krążnika** | **SAG** | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| **1.** | **Okres pracy eksploatacyjne w KWK Mysłowice-Wesoła** | Wg normy | Krążnik nowy | Krążnik po 2 miesiącach eksploatacji | Krążnik po 10 miesiącach eksploatacji | Krążnik po 3 latach eksploatacji |
| **2.** | **Opory dynamiczne** | <4,5N | 2,00N | 1,1N | 1,13N | 1,4N |

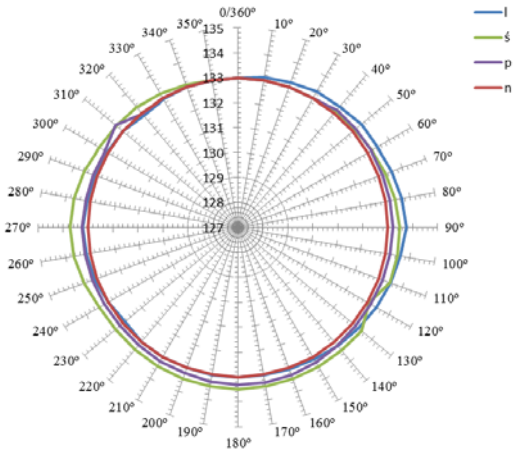
## 2.3. Pomiary bicia promieniowego badanych krążników

Pomiar bicia promieniowego przeprowadzono na stanowisku laboratoryjnym do badań dynamicznych oporów ruchu krążników (rys.6). Pomiaru dokonywano za pomocą czujnika zegarowego o zakresie pomiaru 10 mm oraz dokładności pomiaru 0,01mm. Na płaszczu krążnika zaznaczono dookoła prostopadłe do osi linie, które stanowiły linie pomocnicze i jednocześnie wyznaczały miejsca pomiaru bicia promieniowego. Pomiary wartości bicia promieniowego płaszcza wykonywano, co 10º do pełnego obrotu płaszcza krążnika. Czujnik zegarowy ustawiano wyjściowo tak, aby zegar czujnika wskazywał wartość zerową. Następnie obracano krążnikiem i odczytywano wartości z czujnika zegarowego. Pomiar wykonywano dla każdego krążnika po lewej stronie, po prawej stronie i w środkowej części płaszcza.

Na rysunku 7 przedstawiono przykład odchylenia wartości bicia promieniowego od wartości nominalnej dla krążnika ϕ133x465 po 3 latach eksploatacji. Oznaczenia użyte na wykresach: l – lewa strona płaszcza krążnika, ś – środek płaszcza krążnika, p – prawa strona płaszcza krążnika, n – wartość nominalna średnicy płaszcza krążnika (133mm).



Rys. 6. Przebieg badania bicia promieniowego na stanowisku w firmie SAG




Rys. 7. Wykres odchyłek dla krążników firmy SAG Sp. z o. o. ϕ133x465 po 3 latach eksploatacji

Tablica 3 Pomiary bicia promieniowego badanych krążników

| L.p. | Strona pomiarowa | Wg. Normy PN-M-46606 | Krążniki nowe | Krążniki po 2 miesiącach eksploatacji | Krążniki po 10 miesiącach eksploatacji | Krążniki po 3 latach eksploatacji |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 1. | L- lewa | 0,7mm | 0,28mm | 0,14mm | 0,60mm | 1,11mm |
| 2. | Ś-środkowa | | 0,34mm | 0,47mm | 0,35mm | 0,90mm |
| 3. | P-prawa | | 0,28mm | 0,30mm | 0,55mm | 1,25mm |

Na podstawie zestawienia w tabeli 3 widać, że wartości bicia promieniowego zbliżyły się do wartości 0,7mm i nieznacznie je przekroczyły. Wynika to głównie z zanieczyszczenia jakie występuje na powierzchni badanych krążników. Zanieczyszczenie to jest nieuniknione wyniku trzyletniego okresu eksploatacji w kopalni KWK Mysłowice-Wesoła.

## 3. WNIOSKI

Z przeprowadzonych badań wynika, że konstrukcja krążników po trzech latach eksploatacji nie utraciła swoich własności eksploatacyjnych i może dalej być eksploatowana w kopalni. Żadne z mierzonych wartości wg. normy PN-M-46606 nie zostały przekroczone. Wartości oporów statycznych i dynamicznych są dużo poniżej wartości, jakie przewiduje norma, dla tej grupy krążników. Jedynie wartości bicia promieniowego nieznacznie zostały przekroczone, ale wynika to z zanieczyszczenia jakie powstało na płaszczu badanych krążników, w wyniku tak długiego okresu eksploatacji w KWK Mysłowice-Wesoła.

## LITERATURA


[1] Opasiak T., Gąska D., Łazarz B.: Analiza oporów ruchu przenośnika taśmowego i krążników w KWK Mysłowice-Wesoła. XXVI Sympozjon Podstaw Konstrukcji Maszyn. 50 lat Podstaw Konstrukcji Maszyn, Szczyrk, 09.09.-13.09.2013 r.

[2] Łazarz B., Gąska D., Opasiak T., Pypno C.: Badanie krążników firmy SAG. Praca usługowo – badawcza U 624 /RT2/2013. Politechnika Śląska 2013-2014.

[3] Bukowski J, Gładysiewicz L. Metoda badań oporów obracania krążników pod obciążeniem: Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze 1/2010.

[4] Gładysiewicz L, Król R. Badania wpływu warunków eksploatacyjnych na opory obracania krążników. Transport Przemysłowy 2/2003.

[5] Jurdziak L., Wajda A.: Rynek krążników w polskim górnictwie. Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej. Wrocław 2003

[6] Król R.: Badanie statycznych i dynamicznych oporów obracania krążników stosowanych w przenośnikach taśmowych. Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej. Wrocław 2009.

[7] PN-M-46606:2010: Przenośniki taśmowe – Krążniki.

[8] SKF Łożyska toczne 2013.

[9] Katalog firmy SAG Sp. z o. o.

# Analiza składu chemicznego i fazowego produktów korozji obudowy chodnikowej w warunkach KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit

Paweł Budzyński
*KWK Piast-Ziemowit*

Paweł Ficek
*KWK Piast-Ziemowit*

Henryk Kania
*Politechnika Śląska, Wydział Inżynierii Materiałowej i Metalurgii, Gliwice*

STRESZCZENIE: W artykule przedstawiono wpływ warunków środowiska kopalnianego na przebieg zjawiska korozji obudowy stalowej wyrobisk korytarzowych. Przeprowadzono analizę czynników wpływających na proces korozji, scharakteryzowano poszczególnych rejonów kopalni. Przedstawiono wyniki badań składu chemicznego produktów korozji wykonanych za pomocą spektrometrii rentgenowskiej (EDS) oraz mikroskopii (SEM) a także wyniki badań składu fazowego produktów korozji za pomocą dyfrakcji rentgenowskiej (XRD).

SŁOWA KLUCZOWE: Korozja, obudowa wyrobisk, skład chemiczny, skład fazowy, produkty korozji

## 1. WPROWADZENIE

Uwzględniając warunki panujące na dole kopalni środowisko kopalniane można określić jako jedno z najbardziej agresywnych. Determinowane jest to przez wody kopalniane w szczególności przez wody wypływające z górotworu, które charakteryzują się dużym zasoleniem poprzez reakcję z skała otaczającą, wymywając substancje rozpuszczalne powodując wzrost mineralizacji wody oraz wzrost wilgotności powietrza. W warunkach dołowych większość urządzeń jest zabezpieczona przed bezpośrednim kontaktem z wodą kopalnianą, natomiast nie można zapobiec osiadaniu aerozoli na urządzeniach jak również na konstrukcjach stalowych. W skrajnych przypadkach wody mogą ściekać po stalowych konstrukcjach. Również powietrze kopalniane oraz mikroorganizmy są jednymi z głównych czynników wpływających na charakterystyczny mikroklimat kopalniany. W takich warunkach intensywnie przebiegają procesy korozji elektrochemicznej.
Celem pomiarów jest określenie postępu korozji obudów wyrobisk górniczych przebiegającej z określoną szybkością w funkcji czasu oraz zdefiniowanie jej typów. Badania takie są szczególnie istotne dla ewidencji szkód korozyjnych oraz określenie typów korozji w zróżnicowanym pod względem agresywności korozyjnej środowisku kopalnianym. Kontrola stopnia skorodo-

wania obudowy ma wpływ na analizę ekonomiczną opłacalności różnych rozwiązań związanych z zabezpieczeniem wyrobisk oraz określeniem harmonogramu prac.
W KWK Piast-Ziemowit w zdecydowanej większości obudowa stalowa jest podstawowym środkiem zabezpieczającym i utrzymującym w stanie funkcjonalnym wyrobiska korytarzowe [8].
Większość urządzeń i konstrukcji górniczych wykonuje się ze stali 25G2. Stal jest tworzywem nieodpornym na działanie otaczającego środowiska kopalnianego. W warunkach dołowych wymaga dodatkowego zabezpieczenia lub doboru innego materiału konstrukcyjnego. Problem niewystarczającej odporności korozyjnej dotyczy również elementów stalowej obudowy chodnikowej typu ŁP. Łuki podatne odrzwi obudowy ulegają korozji powodując spadek nośności. Sytuacja taka stwarza zagrożenie dla stateczności wyrobiska [1], [2], [8].

## 2. RODZAJE KOROZJI

Ze względu na rodzaj reakcji zachodzących podczas procesów korozji rozróżniamy:

- korozję chemiczną – przebiega ona na zasadzie reakcji chemicznych (bezpośredni reakcja tworzywa z otoczeniem) i zachodzi w gazach suchych i nieelektrolitach.
  Poniższa reakcja chemiczna opisuje przebieg procesu korozji:

$$\mathrm{Fe} + \frac{1}{2} O_2 + H_2O \rightarrow Fe(OH)_2 \tag{1}$$

- korozję elektrochemiczną – zachodzi wskutek reakcji elektrochemicznych na powierzchni metali w obecności elektrolitów. Reakcjom elektrochemicznym towarzyszy przejście ładunku elektrycznego przez granicę faz [6]. Procesy elektrochemiczne przebiegają w warunkach kontaktu metali z elektrolitami, a więc zachodzą z jednoczesnym przepływem ładunków elektrycznych (elektronów lub jonów) przez granicę faz: metal-otaczające środowisko korozyjne (elektrolit) [4].

## 3. CZYNNIKI WPŁYWAJĄCE NA SZYBKOŚĆ KOROZJI

Szybkość procesu korozji zależy od składu chemicznego stali, stanu powierzchni i warunków eksploatacyjnych elementu obudowy narażonego na jej działanie. Warunki eksploatacyjne obejmują wielkość obciążenia oraz stopień zanieczyszczenia atmosfery i wód [8].

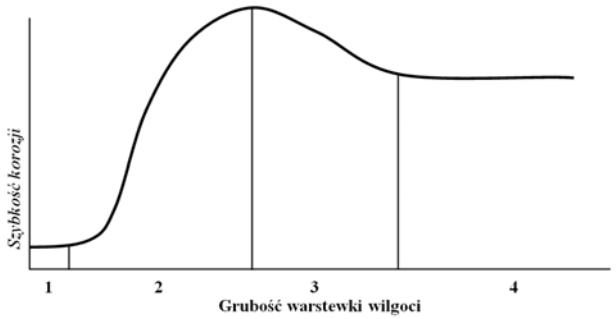
### 3.1. *Atmosfera kopalniana*

Do kopalni doprowadza się świeże powietrze z powierzchni, jest to powietrze atmosferyczne o składzie i zanieczyszczeniach charakterystycznych dla rejonu danej kopalni. Podczas przepływu przez wyrobiska kopalniane skład tego powietrza ulega zmianom.
Korozyjność środowiska można prognozować na podstawie znanych parametrów procesu w tym udziału siarczków, siarczanów lub chlorków w atmosferze. Zgodnie z normą PN-EN ISO 12944-2, agresywność środowisk atmosferycznych dzielona jest na pięć kategorii. Każdej z nich przypisano wartość szybkości korozji powłoki cynkowej oraz przewidywany okres ochrony w tym środowisku. Środowisko kopalniane, można określić jako C5 – bardzo silne.
Dla potrzeb projektowania elementów obudowy górniczej, właściwego doboru systemu ochrony antykorozyjnej, podział agresywności atmosfery proponowany normą jest niewystarczający, ma bowiem zbyt ogólny charakter. Dla zaprojektowania ochrony antykorozyjnej konstrukcji

oraz wyznaczeniu czasu jej eksploatacji należy uwzględnić lokalną agresywność środowiska, czyli warunki istniejące w miejscu jej przyszłej eksploatacji [6].

3.2. *Wody kopalniane*

Woda ma szczególny wpływ na przyspieszenie procesów korozyjnych konstrukcji górniczych. Woda przedostająca się do kopalni ma zarówno bezpośredni kontakt z urządzeniami i konstrukcjami kopalni, jak również powoduje wzrost wilgotności powietrza. W górniczych suchych wyrobiskach szybkość korozji stali niestopowych może być 100-krotnie mniejsza od szybkości korozji tych stali w wyrobiskach mokrych [5]. Wody dopływające do kopalni mogą pochodzić z 3 źródeł:
- otaczającego górotworu,
- zbiorników powierzchniowych,
- dopływu sztucznego.




Rys. 1. Szybkość korozji w zależności od grubości warstewki wilgoci na powierzchni metalu [5]
Fig. 1. The corrosion rate depending on the thickness of the film of moisture on the surface of the metal [5]

Woda kopalniana cały czas reaguje z skałą otaczającą, wymywając substancje rozpuszczalne i powodując wzrost mineralizacji wody [1].
W KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit spotyka się zazwyczaj wody słone, za wyjątkiem wód występujących na poziomie I (200m).
Zawartość poszczególnych soli w wodzie jest przyczyną twardości, zasadowości i kwasowości wody. Oprócz rodzaju i stężenia soli istotnym czynnikiem charakteryzującym wody kopalniane jest stężenie jonów wodorowych (pH). Wody kopalniane to najczęściej wody obojętne bądź słabo alkaliczne o pH 7 do 7,9.
Na podstawie badań i obserwacji stwierdzono, że o agresywności wód kopalnianych decydują cztery podstawowe składniki zawarte w wodach:
- stężenie jonów wodorowych (pH),
- twardość ogólna,
- ilość chlorków,
- ilość siarczanów [2], [4], [7].

## 4. CHARAKTERYSTYKA MIEJSC PRZEZNACZONYCH DO BADAŃ

Środowisko kopalniane zmienia się wraz z charakterystycznymi czynnikami takimi jak: warunki hydrologiczne, głębokość zalegania, wilgotność, temperatura pierwotna skał otaczających,

temperatura maszyn i urządzeń pracujących w danym wyrobisku, przepływ powietrza itp. Miejsca pobrania próbek produktów korozji obudowy zostały dobrane ze względu na różnorodność środowiska panującego w wyrobisku. Wyznaczono 3 miejsca:
- poziom II (500 m) – przekop P-1,
- poziom III (650 m) – przekop kołowy C-2,
- poziom III (650 m) – chodnik 951,

4.1. *Poziom II (500 m) – przekop P-1*

Obudowa w przekopie P-1 charakteryzuje się nie równomiernymi produktami korozji rozmieszczonymi na jej powierzchni. (Rys. 2). Na elementach konstrukcji stalowej można zauważyć znaczną warstewkę wilgoci. Ściekającą wodę można również zaobserwować na elementach opinki chodnikowej (betonity). Wilgotność względna w wyrobisku wynosi 88,4. Analiza fizyko-chemiczna wody wskazuje na największą zawartość stężenia jonów wodorowych (pH) wynoszącą średnio 7,72 oraz najmniejszą twardość spośród wszystkich przeanalizowanych wód 22$^{o}$n (Tabela 3). Wpływ na twardość wody ma niska jak na warunki kopalniane średnia zawartość jonów wapnia 59,78 mg/dm$^3$ oraz magnezu 85 mg/dm$^3$. Wodę w rejonie przekopu kołowego P-1 można zakwalifikować jako twardą

Tabela 2. Charakterystyka obudowy [9].
Table 2. Steel support characteristic [9].

| Lokalizacja | Data zabudowy | Czas eksploatacji | Gatunek stali | Grubość warstewki wilgoci | Wilgotność względna |
|---|---|---|---|---|---|
| przekop P-1 | Lipiec 1992 | 24 lata | 25G2 | 1µm÷1mm | 88,4 |



Rys. 2. Obudowa chodnikowa- poz. II, przekop kołowy P-1 [9].
Fig. 2. Steel support- level II, roadway P-1 [9].

Tabela 3. Właściwości fizyko-chemiczne wody w danym punkcie pomiarowym [9].
Table 3. Physico-chemical properties of water in measuring point [9].

| **Poziom II, przekop P-1** | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **Substancje rozpuszczone [mg/dm3]** | **pH** | **Twardość ogólna [$^{o}$n]** | **Kationy [mg/dm$^3$]** | | **Aniony[mg/dm$^3$]** | | |
| | | | $Ca^{+2}$ | $Mg^{+2}$ | $Cl^{-}$ | $SO_4^{-2}$ | $HCO_3^{-}$ |
| 5 265 | 7,72 | 22 | 59 | 85 | 2180 | 509 | 581 |

4.2. *Poziom III (650 m) – przekop kołowy C-2*

Obudowa w przekopie kołowym C-2 została przebudowana w marcu 1997 r. Eksploatowana jest od 19 lat. Obudowa oraz opinka chodnikowa cechuje się brakiem warstewki wilgoci. (Rys. 3). Na łukach obudowy widoczne są również odspojenia produktów korozji od obudowy oraz silnie skorodowane strzemię obudowy. Intensywna korozja pomiędzy strzemionem, a obudową może doprowadzić do zmiany charakterystyki pracy odrzwi. Woda analizowana w przekopie C-2 charakteryzuję się największą mineralizacją 101718 mg/dm$^3$ substancji rozpuszczonych oraz największa twardością 1019 $^o$n (Tabela 5). Średni odczyn zawartości jonów wodorowych wynosi 6,41 i jest najniższy spośród wszystkich analizowanych wód kopalnianych. Przeprowadzona analiza wody na przestrzeni lat w przekopie C-2 wykazała najmniejszą różnicę w wartościach pH. Największa wartość wynosiła 6,9 a najmniejsza 6,4.

Tabela 4. Charakterystyka obudowy [9]
Table 4. Steel support characteristic [9]

| Lokalizacja | Data zabudowy | Czas eksploatacji | Gatunek stali | Grubość warstewki wilgoci | Wilgotność względna |
|---|---|---|---|---|---|
| przekop C-2 | Marzec 1997 | 19 lat | 25G2 | Brak warstewki | 88,8 |



Rys. 3. Obudowa chodnikowa – poz. II, przekop kołowy C-2 [9]
Fig. 3. Steel support – level II, roadway C-2 [9]

Tabela 5. Właściwości fizyko-chemiczne wody w danym punkcie pomiarowym [9]
Table 5. Physico-chemical properties of water in measuring point [9]

| **Poziom III, przekop kołowy C-2** | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **Substancje rozpuszczone [mg/dm3]** | **pH** | **Twardość ogólna [$^o$n]** | **Kationy [mg/dm$^3$]** | | **Aniony[mg/dm$^3$]** | | |
| | | | $Ca^{+2}$ | $Mg^{+2}$ | $Cl^-$ | $SO_4^{-2}$ | $HCO_3^-$ |
| 101 718 | 6,41 | 1 019 | 2 680 | 2 814 | 64 373 | 3 021 | 137 |

4.3. *Poziom III (650 m) – chodnik 951*

Obudowa w chodniku 951 na poziomie III została zabudowana w 2008r, eksploatowana jest przez 9 lat. Na powierzchni obudowy zauważyć można korozję równomierną z białymi nalotami. (Rys. 4). Obudowa ta charakteryzuje się grubą warstewką wilgoci przy wilgotności względnej wynoszącej 88,8% (Tabela 6). Wysokie średnie stężenie jonów chlorków 55904

mg/dm$^3$ oraz siarczanów 3080 mg/dm$^3$ (Tabela 7) przy znacznej warstwie wilgoci na powierzchni obudowy wpływa na przyspieszenie procesów korozyjnych. Kationy magnezu 2373 mg/dm$^3$ oraz wapnia 2573 mg/dm$^3$ wpływają natomiast na znaczną twardość wody 907 $^o$n

Tabela 6. Charakterystyka obudowy [9]
Table 6. Steel support characteristic [9]

| Lokalizacja | Data zabudowy | Czas eksploatacji | Gatunek stali | Grubość warstewki wilgoci | Wilgotność względna |
|---|---|---|---|---|---|
| chodnik 951 | Sierpień 2008 | 9 lat | 25G2 | 1µm÷1mm | 88,8 |



Rys. 4. Obudowa chodnikowa – poz. III, chodnik 951 [9].
Fig. 4. Steel support – level III, roadway 951 [9].

Tabela 7. Właściwości fizyko-chemiczne wody w danym punkcie pomiarowym [9].
Table 7. Physico-chemical properties of water in measuring point [9].

| **Poziom III, chodnik 951** | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **Substancje rozpuszczone [mg/dm3]** | **pH** | **Twardość ogólna [$^o$n]** | **Kationy [mg/dm$^3$]** | | **Aniony[mg/dm$^3$]** | | |
| | | | $Ca^{+2}$ | $Mg^{+2}$ | $Cl^-$ | $SO_4^{-2}$ | $HCO_3^-$ |
| 82616 | 6,82 | 907 | 2573 | 2379 | 55904 | 3080 | 189 |

## 5. METODYKA BADAŃ

### 5.1. *Badanie składu chemicznego produktów korozji – spektrometria rentgenowska (EDS) oraz mikroskopia (SEM)*

Badania składu chemicznego produktów korozji wykonano przy pomocy mikroskopu skaningowego Hitachi typu S-3400 N wyposażonego w spektrometr rentgenowski z dyspersją energii (Energy Dispersion Spectroscopy). Stosowano napięcie przyspieszające 25 kV.

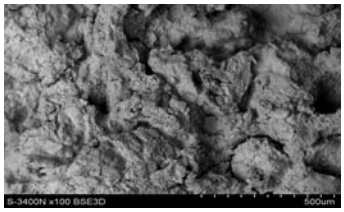
### 5.2 . *Badanie składu fazowego produktów korozji – dyfrakcja rentgenowska (XRD)*

W celu określenia składu fazowego przeprowadzono analizę dyfrakcji promieni rentgenowskich na polikryształach XRD. Badania wykonano na dyfraktometrze JDX-7S produkcji firmy JEOL. Źródłem promieniowania była lampa z anodą miedzianą, zasilana stałym napięciem 40

kV przy prądzie 20 mA. Monochromatyzację wiązki dokonano na monochromatorze grafitowym. Zakres oraz stałą czasową integratora dobrano tak, aby uzyskać maksymalne wyodrębnienie linii dyfrakcyjnych z tła.

## 6. WYNIKI BADAŃ

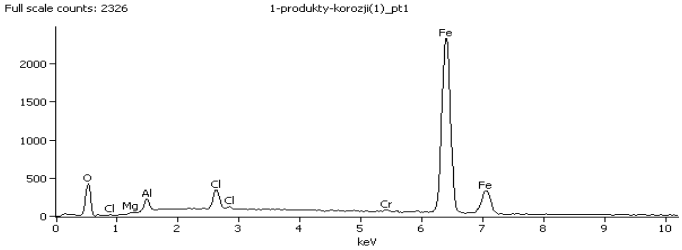
### 6.1. *Przekop P-1*



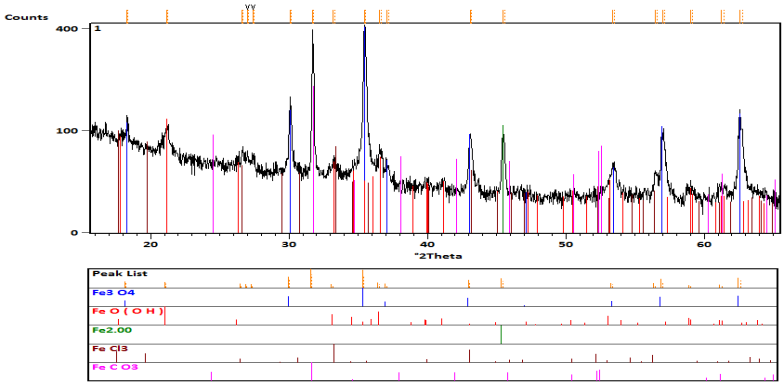

Rys. 5. Powierzchnia produktów korozji w powiększeniu 100x BSE [9]
Fig. 5. Surface of corrosion products with enlargement 100x BSE [9]

Tabela 8. Wyniki analizy ilościowej składu produktów korozji [9].
Table 8. The result of quantitative analysis corrosion products [9].

| PIERWIASTEK | ŚREDNI % UDZIAŁU ATOMOWEGO | ŚREDNI % UDZIAŁ WAGOWEGO |
|---|---|---|
| Mg | 0,2 | 0,1 |
| Al | 2,5 | 1,2 |
| Cl | 3,0 | 2,9 |
| Cr | 0,4 | 0,4 |
| Fe | 93,9 | 96,3 |

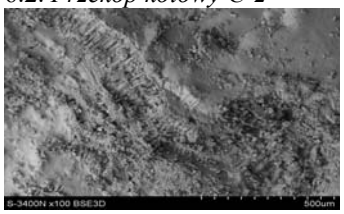



Rys. 6. Spektogram produktów korozji z obudowy chodnikowej na poziomie II, przekop P-1 [9]
Fig. 6. Spectrogram of corrosion products from steel support in level II, roadway P-1 [9]




Rys. 7. Dyfraktogram produktów korozji z obudowy chodnikowej na poziomie II, przekop P-1 [9]
Fig. 7. The XRD pattern of corrosion products from steel support in level II, roadway P-1 [9]

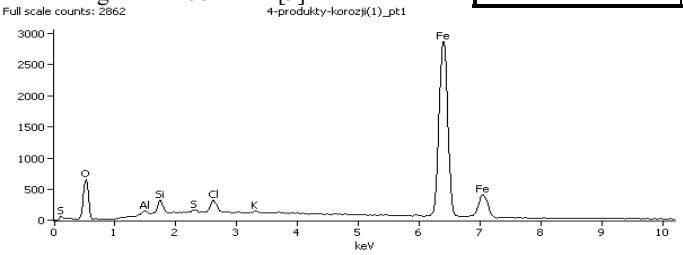
6.2. *Przekop kołowy C-2*



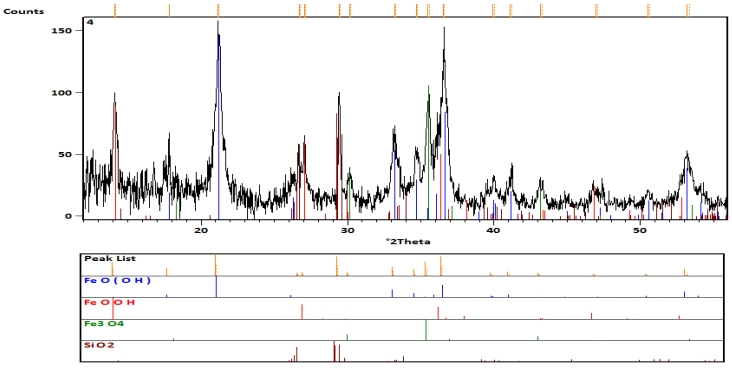

Rys. 8. Powierzchnia produktów korozji w powiększeniu 100x BSE [9]
Fig. 8. Surface of corrosion products with enlargement 100x BSE [9]

Tabela 9. Wyniki analizy ilościowej składu produktów korozji [9]
Table 9. The result of quantitative analysis corrosion products [9]

| PIERWIASTEK | ŚREDNI % UDZIAŁU ATOMOWEGO | ŚREDNI % UDZIAŁ WAGOWEGO |
|---|---|---|
| Al | 1,0 | 0,5 |
| Si | 2,0 | 1,0 |
| S | 0,4 | 0,2 |
| Cl | 2,0 | 1,3 |
| K | 0,3 | 0,2 |
| Fe | 94,3 | 96,7 |

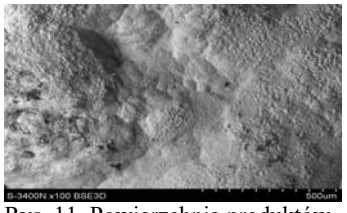



Rys. 9. Spektogram produktów korozji z obudowy chodnikowej na poziomie III, przekop C-2 [9]
Fig. 9. Spectrogram of corrosion products from steel support in level III roadway C-2 [9]




Rys. 10. Dyfraktogram produktów korozji z obudowy chodnikowej na poziomie III, przekop C-2 [9]
Fig. 10. The XRD pattern of corrosion products from steel support in level III, roadway C-2 [9]

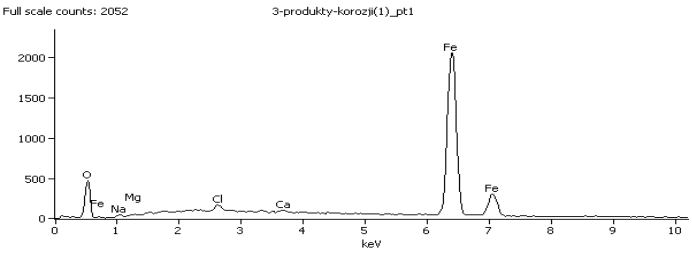
6.3. *Chodnik 951*



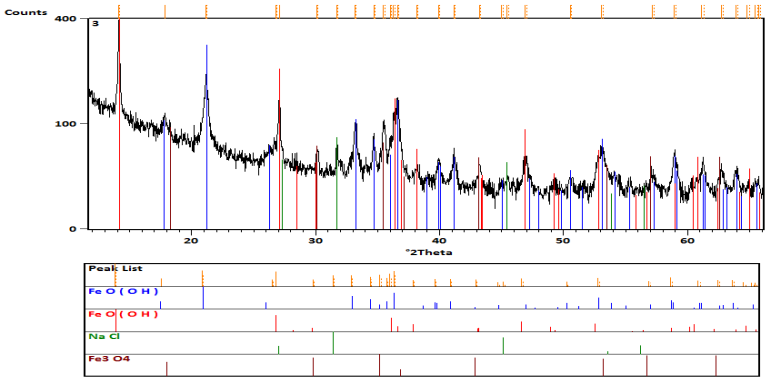

Rys. 11. Powierzchnia produktów korozji w powiększeniu 100x BSE [9].
Fig. 11. Surface of corrosion products with enlargement 100x BSE [9].

Tabela 10. Wyniki analizy ilościowej składu produktów korozji [9]
Table 10. The result of quantitative analysis corrosion products [9]

| PIERWIASTEK | ŚREDNI % UDZIAŁU ATOMOWEGO | ŚREDNI % UDZIAŁ WAGOWEGO |
|---|---|---|
| Na | 1,1 | 0,5 |
| Mg | 0,7 | 0,3 |
| Cl | 1,1 | 0,7 |
| Ca | 0,4 | 0,3 |
| Fe | 96,6 | 98,2 |




Rys. 12. Spektogram produktów korozji z obudowy chodnikowej na poziomie III, chodnik 951 [9]
Fig. 12. Spectrogram of corrosion products from steel support in level III roadway 951 [9]




Rys. 13. Dyfraktogram produktów korozji z obudowy chodnikowej na poziomie III, chodnik 951 [9]
Fig. 13. The XRD pattern of corrosion products from steel support in level III, roadway 951 [9]

## PODSUMOWANIE

Najczęściej występującym rodzajem korozji w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit jest korozja ogólna oraz korozja lokalna.Z uwagi na występowanie wysoce zmineralizowanej wody o zmiennym pH oraz osiadaniu jej w postaci aerozoli na konstrukcjach stalowych, korozję pod względem reakcji zachodzących podczas procesów korozyjnych zakwalifikować można jako korozję elektrochemiczną.
Największa ilość produktów korozji zaobserwowano na obudowie chodnikowej na poziomie II w przekopie P-1. Związane jest to z czasem jej eksploatacji oraz występowaniem warstewki wilgoci. Wpływ ma intensywność procesów korozji ma wysoki stężenie jonów wodorowych oraz występowanie w wodzie jonów chloru, co potwierdziła analiza ilościowa składu produktów korozji (Tabela 8) w przekopie P-1.
Skład chemiczny wody w przekopie C-2 oraz w chodniku 951 wykazuje podobne właściwości fizyko-chemiczne. Stan skorodowania łuków obudowy w przekopie C-2 pomimo długiego czasu eksploatacji obudowy jest znacznie mniejszy niż w chodniku 951. Związane jest to z brakiem występowania warstewki wilgoci na łukach obudowy w przekopie C-2. Agresywność wód kopalnianych w tych wyrobiskach przekłada się na skład chemiczny produktów korozji w tym wysoką zawartość chlorków oraz siarki (Tabela 9, Tabela 10). Biały nalot na obudowie w chodniku 951 (Rys. 4) wynika z występowania wapnia, świadczy o tym wynik analizy składu chemicznego produktów korozji.

W agresywnym środowisku kopalnianym procesy korozji zachodzą z znaczną intensywnością. Wpływ na przebieg procesów korozji ma wiele czynników, przy czym najważniejsze z nich w warunkach KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit to wysoce zmineralizowana woda mająca kontakt z obudową tworząc warstewkę wilgoci o danej grubości. Analiza składu chemicznego oraz fazowego wykazała zbieżność pomiędzy składem chemicznym wody kopalnianej, a składem chemicznym analizowanych produktów korozji.

## LITERATURA


[1] Bocheński W., Pacześniowski K., Rułka K., Sawka B. 1993: Zabezpieczanie stalowych obudów odrzwiowych przed korozyjnym działaniem środowiska kopalnianego. Katowice, Prace Naukowe Głównego Instytutu Górnictwa.

[2] Chudek M., Duży S., Dyduch G., Bączek A. 2008: Korozja stalowej odrzwiowej obudowy podatnej a stateczność korytarzowych wyrobisk górniczych. Budownictwo Góroicze i Tunelowe.

[3] Chudek M. 1986: Obudowa wyrobisk górniczych. Wydawnictwo Śląsk.

[4] Czermiński J. 1986: Ochrona przed korozja- poradnik. Wydawnictwo Komunikacji i Łączności.

[5] Graffstein-Malkiewicz E. 1971: Korozja w górnictwie węglowym, Wydawnictwo Śląsk

[6] Liberski P. 2013: Antykorozyjne powłoki zanurzeniowe, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej.

[7] Oleś A. 2010: Określenie zużycia korozyjnego ocynkowanych elementów obudowy wyrobisk korytarzowych po 20 latach eksploatacji w środowisku kopalnianym. Praca magisterska, praca niepublikowana.

[8] Stefaniak R., Moszko M., Śladowski G., Caban P.: Metody ograniczania korozji obudowy stalowej wyrobisk korytarzowych na podstawie doświadczeń kopalni Ziemowit. Wiadomości Górnicze 9/2009.

[9] Materiały własne.


## ANALYSIS OF THE CHEMICAL COMPOSITION AND PHASE CORROSION PRODUCTS ENCLOSURES ROADWAYS IN CONDITIONS OF COAL MINE PIAST-ZIEMOWIT PART ZIEMOWIT


Influence of environment on mine mileage corrosion enclosures steel roadways. Analysis of factors affecting the corrosion process, the characteristics of the different regions of the mine. Presentation of the results studies of the chemical composition of corrosion products made using the X-ray spectrometry (EDS) and microscopy (SEM) and also an analytical study of the phase corrosion products by using X-ray diffraction (XRD).



# RESYS

## Bezprzewodowa łączność ratownicza z możliwością stosowania jako łączność na ścianie w wyrobiskach zagrożonych wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego

2rhp
PROFIL-MET GROUP

GÓRNICZY SUKCES ROKU 2016

Projekt zrealizowany w ramach strategicznego projektu badawczego pt.: Poprawa bezpieczeństwa pracy w kopalniach.

Projekt sfinansowany z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju

# Informacje ogólne

2RHP sp. z o.o. została powołana do komercjalizacji systemu bezprzewodowej komunikacji **RESYS**.



**RESYS** jest rozwiązaniem autorskim zrealizowanym w ścisłej współpracy z jednostkami naukowymi: Akademią Górniczo-Hutniczą (liderem konsorcjum) oraz Głównym Instytutem Górnictwa i Instytutem Łączności w Warszawie.

Strona funkcjonalna projektu zrealizowana była pod nadzorem Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego – również członka konsorcjum. Jakość techniczną projektu zapewnili wykonawcy angażując wysoko specjalizowaną kadrę inżynierów z kompetencjami w elektronice, transmisji radiowej, informatyce oraz mechanice.




2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Opis systemu

Bezprzewodowy system łączności ratowniczej jest pierwszym autonomicznym, mobilnym systemem z komunikacją „full duplex", działającym na częstotliwości najbardziej wskazanej dla górnictwa głębinowego. Nasze własne badania w zakresie rozchodzenia się fal w chodnikach kopalni węgla kamiennego doprowadziły nas do wyboru dla dalszych prac częstotliwości pomiędzy 800–900 MHz

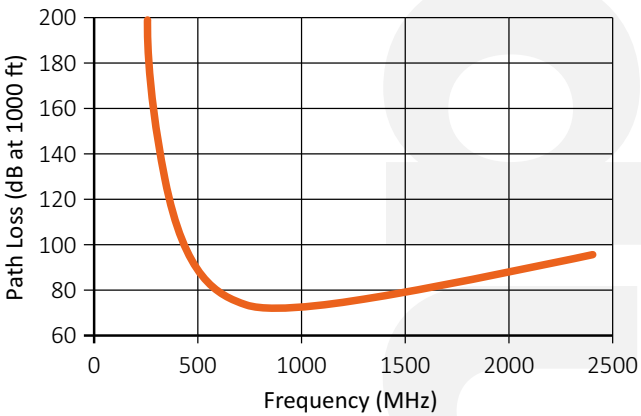
Doświadczenia z naszych testów znalazły potwierdzenie w uznanych publikacjach branżowych.

W latach 70-tych ubiegłego wieku US Bureau of Mines sponsorowało badania dotyczące propagacji fal radiowych.

Jeden z programów badawczych dotyczył propagacji pasma UHF (300–3000 MHz) w chodnikach kopalni o szerokości 14 stóp (4,3 m) i wysokości 7 stóp (2,1 m).

Na wykresie przedstawiono zależność między częstotliwością fal radiowych w zakresie od 300 do 2400 MHz a tłumieniem na dystansie 1000 stóp (ok. 300 m).

Najniższym tłumieniem charakteryzowały się fale o częstotliwości 800–1000MHz.




Charakterystyka rozchodzenia się fal radiowych w chodnikach kopalni węglowej.



**2rhp Sp. z o.o.** ul. Chorzowska 37 41-709 Ruda Śląska email: biuro@2rhp.pl www.2rhp.pl

# Podstawowe informacje o RESYS

- Ciągła, dwukierunkowa (full duplex) transmisja głosu pomiędzy członkami zastępu ratunkowego lub brygady (bez udziału urządzenia pośredniczącego, o ile pozostają w bezpośrednim zasięgu radiowym,lub poprzez sieć mobilnych repeaterów, o ile nie znajdują się w bezpośrednim zasięgu radiowym)
- Stała łączność pomiędzy członkami zastępu ratunkowego/brygady (lub tylko zastępowym/przodowym) a bazą/dyspozytorem, oddaloną od zastępu/brygady poprzez sieć mobilnych reapeterów tworzonej ad hoc
- Możliwość łączenia repeaterów przewodem światłowodowym za pomocą mediakonwertera
- Możliwość połączeń dwukierunkowych pomiędzy zastępami/brygadami
- Praca w warunkach hałasu z możliwością odsłuchu otoczenia
- Zasilanie akumulatorowe przez okres ok 12h, z możliwością wymiany akumulatorów w strefie zagrożenia wybuchem
- Przesyłanie i odtwarzanie głosowych SMS
- Lokalizacja użytkownika w oparciu o sygnały radiowe najbliższych repeaterów oraz wskazywanie drogi powrotu (sygnalizacja światło i dźwięk)
- Transmisja informacji: o funkcjach życiowych, danych z urządzeń (np. stany akumulatorów) oraz alarmowych (przekroczenie dopuszczalnego tętna, bezruch – utrata przytomności)
- Przesyłanie, odtwarzanie i rejestrowanie danych z sieci w bazie/dyspozytorni (stan sieci, lokalizacja, alarmy)
- Dane użytkowników, schematy chodników aktualizowane w bazie, możliwość tworzenia schematów w przypadku ich braku, oznaczanie miejsca pozostawienia repeatera na schematach
- Rejestrowanie głosu podczas akcji ratowniczej (na poziomie ratownika, w bazie, sztabie)
- Przesyłanie on line danych z bazy do sztabu (światłowód)

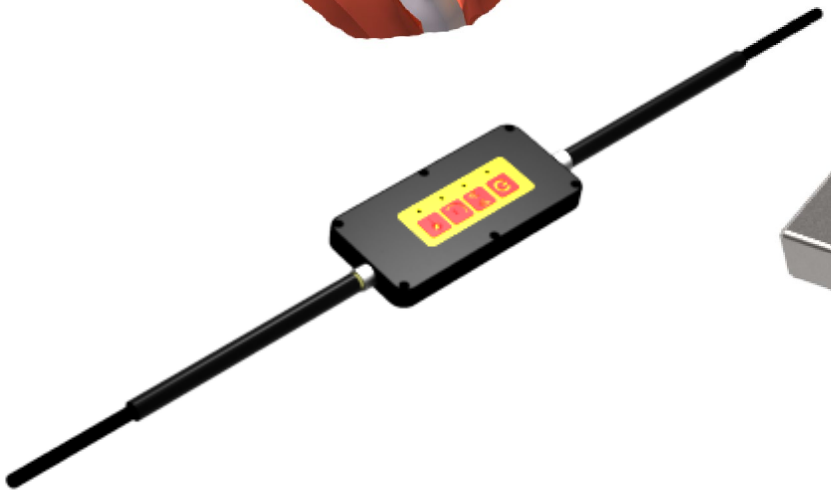
2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Elementy składowe systemu

- Komunikator
- Repeater
- Baza
- Mediakonwerter
- Aplikacja PC









2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Komunikator osobisty

- Obudowa – ochronnik słuchu o wysokiej tłumienności, nowoczesny design, ergonomia, komfort użytkowania, waga 650 g wraz z akumulatorem, czas działania w trybie pracy ciągłej 12 h
- Aktywowanie jednym przyciskiem, automatyczne logowanie do sieci
- Komunikacja full duplex (dwukierunkowa jednocześnie)
- Wersja z mikrofonem na pałąku lub do pracy w maskach z bezprzewodowym
- Wysoka jakość dźwięku
- Odszumianie hałasów z zewnątrz, a w przypadku maski również generowanych w masce (oddech)
- Możliwość odsłuchu otoczenia – mikrofony odsłuchowe
- Akumulator wymienny w strefie zagrożenia wybuchem kat. MI
- Regulacja głośności i wzmocnienia mikrofonów



2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Repeater



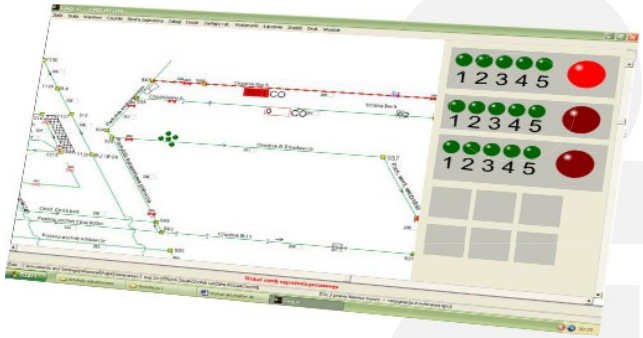
- Wysoka mobilność – lekka i funkcjonalna obudowa, waga 440 g z baterią, czas działania 15–20 h w trybie ciągłym
- Łatwość tworzenia sieci ad hoc - prosta obsługa wspomagana komendami głosowymi, odtwarzanymi w komunikatorach
- Transmisja dwukierunkowa i dwutorowa (radio i światłowód)
- Niewielkie opóźnienia generowane na repeaterach dla sieci radiowej
- Lokalizacja ratowników względem repeaterów
- Wymienny akumulator w strefie zagrożenia wybuchem kat. MI
- Średnia odległość uzyskana w testach w warunkach rzeczywistych to 140 m

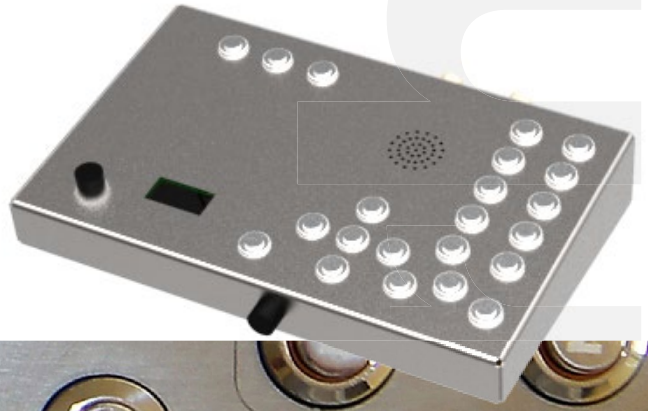



2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Baza

- Komunikacja full duplex z pięcioma zastępami oraz kierownikiem akcji i sztabem na powierzchni
- Aplikacje śledzące on line parametry urządzeń wykorzystywanych w akcji: komunikatorów, repeaterów, urządzeń zewnętrznych (śledzących funkcje życiowe)
- Pozwalające na rysowanie schematów chodników oraz nanoszenie infrastruktury systemu np. położenie repeaterów
- Możliwość użycia wcześniej przygotowanych schematów chodników
- Wysyłanie głosowych SMS'ów odtwarzanych jednocześnie we wszystkich komunikatorach (np. Komenda „Wycofać się”)
- Nagrywanie audio oraz danych o przebiegu akcji (parametry sieci, urządzeń, alarmy, wysyłane SMS'y)
- Komunikacja z powierzchnią poprzez światłowodową sieć kopalni



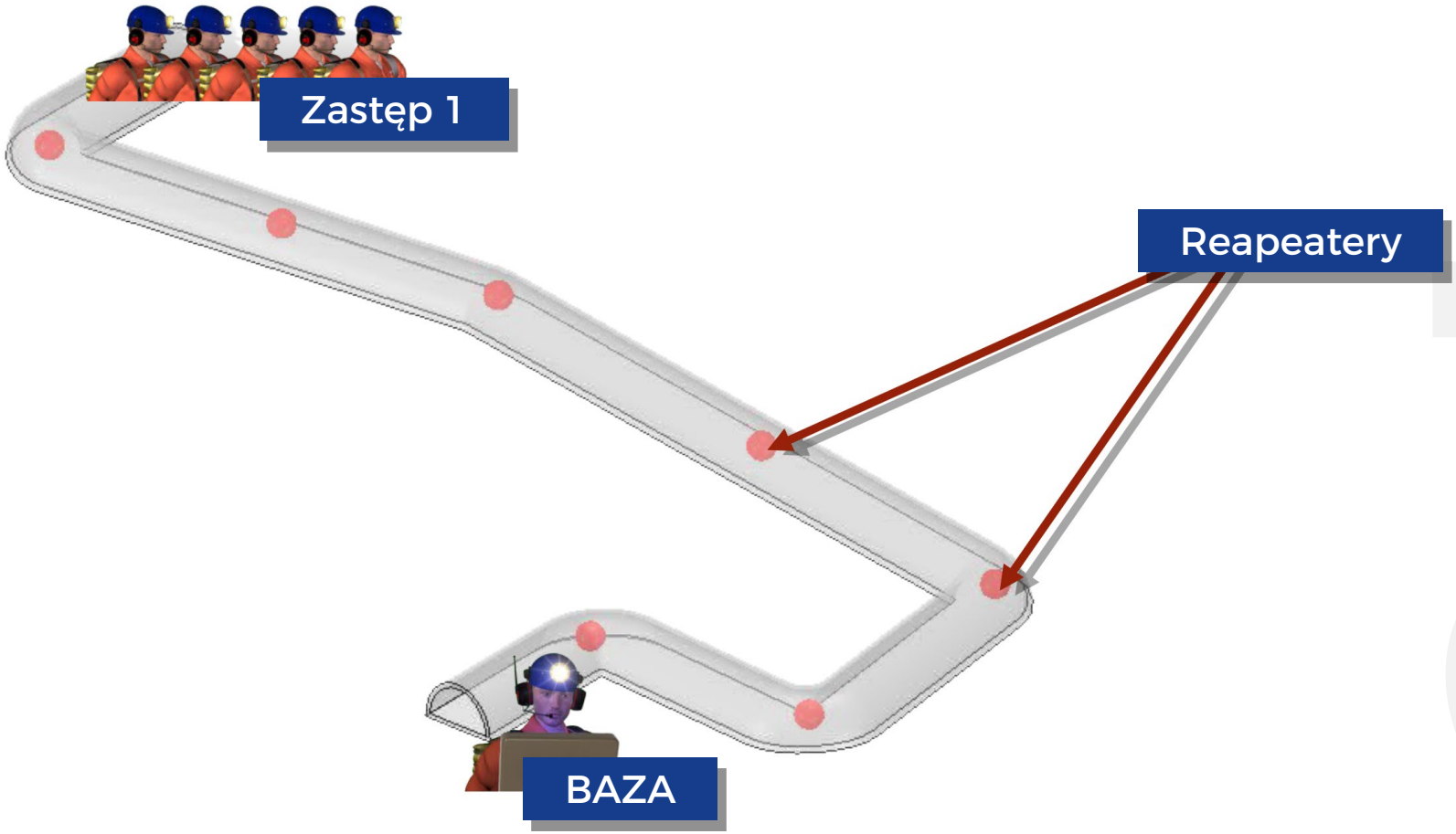






2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Schemat rozkładu „Repeaterów”

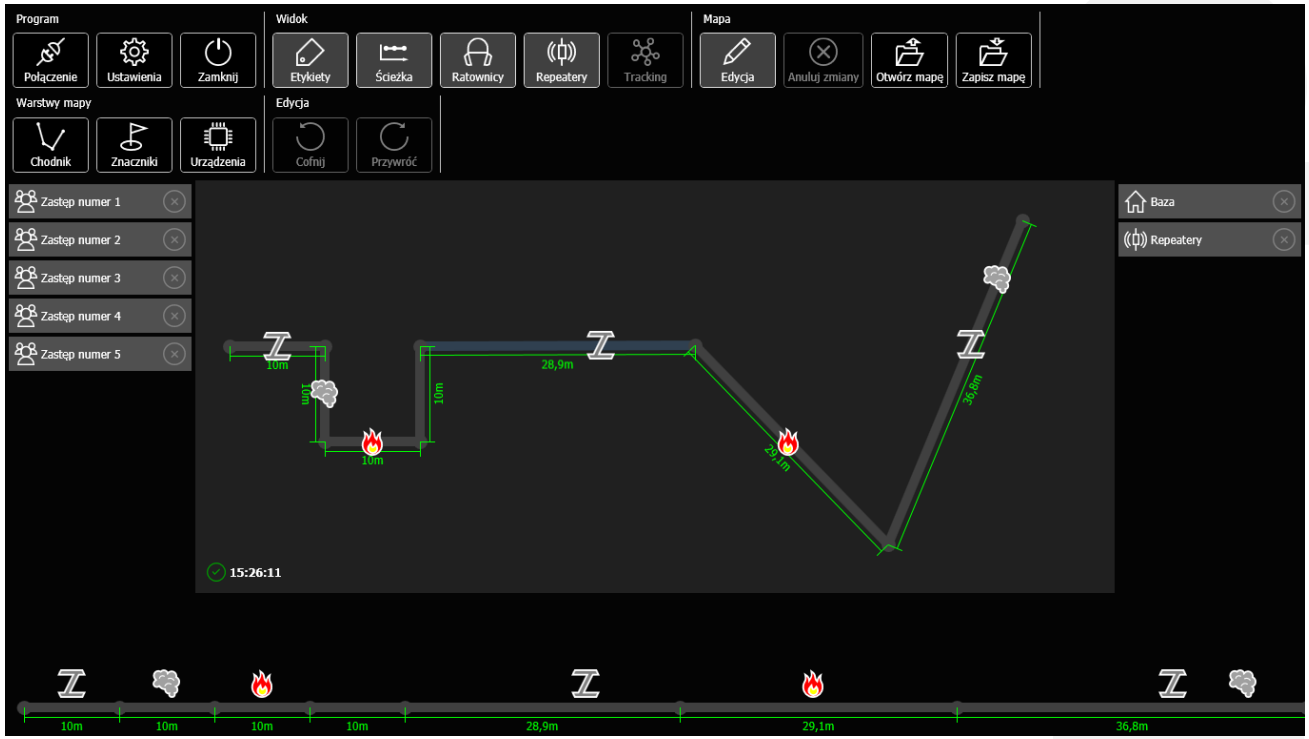
Przykładowy rysunek schematu chodnika z naniesionymi repeaterami.




2rhp
PROFIL-MET GROUP

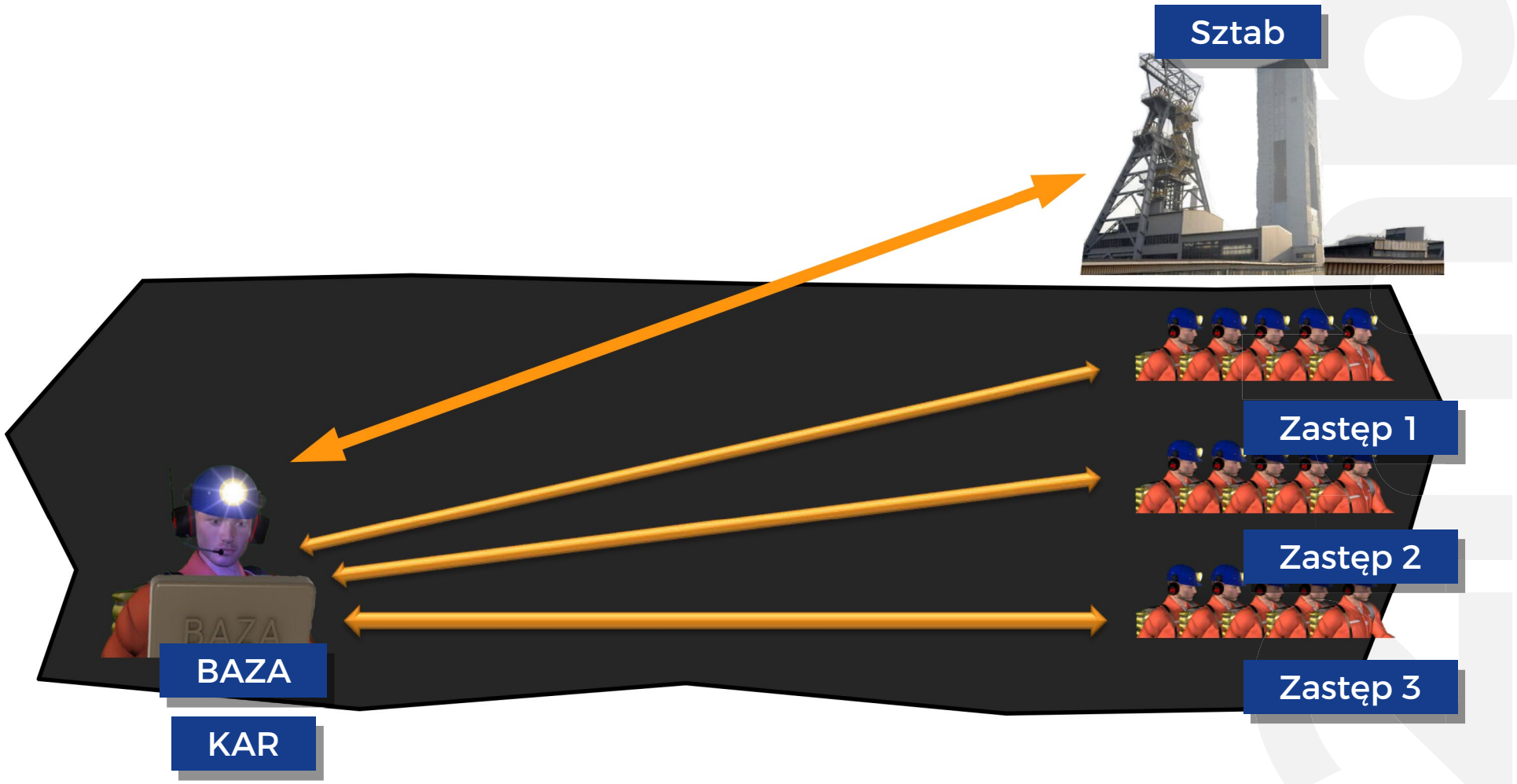
# Aplikacja dla RESYS

- Graficzna prezentacja danych: lokalizacji użytkowników w chodniku, ich funkcji życiowych, stan naładowania akumulatorów w urządzeniach sieci, odczyt z innych urządzeń
- W zależności od infrastruktury możliwość śledzenia akcji pod ziemią on line lub przesyłania transmisji audio z bazy do sztabu na powierzchni
- Rejestracja przebiegu akcji
- W zastosowaniu innym niż ratownictwo, np. dla pracy na ścianie wykonana indywidualnie wg potrzeb klienta




2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Model łączności ratowniczej



# Model łączności w zastępie



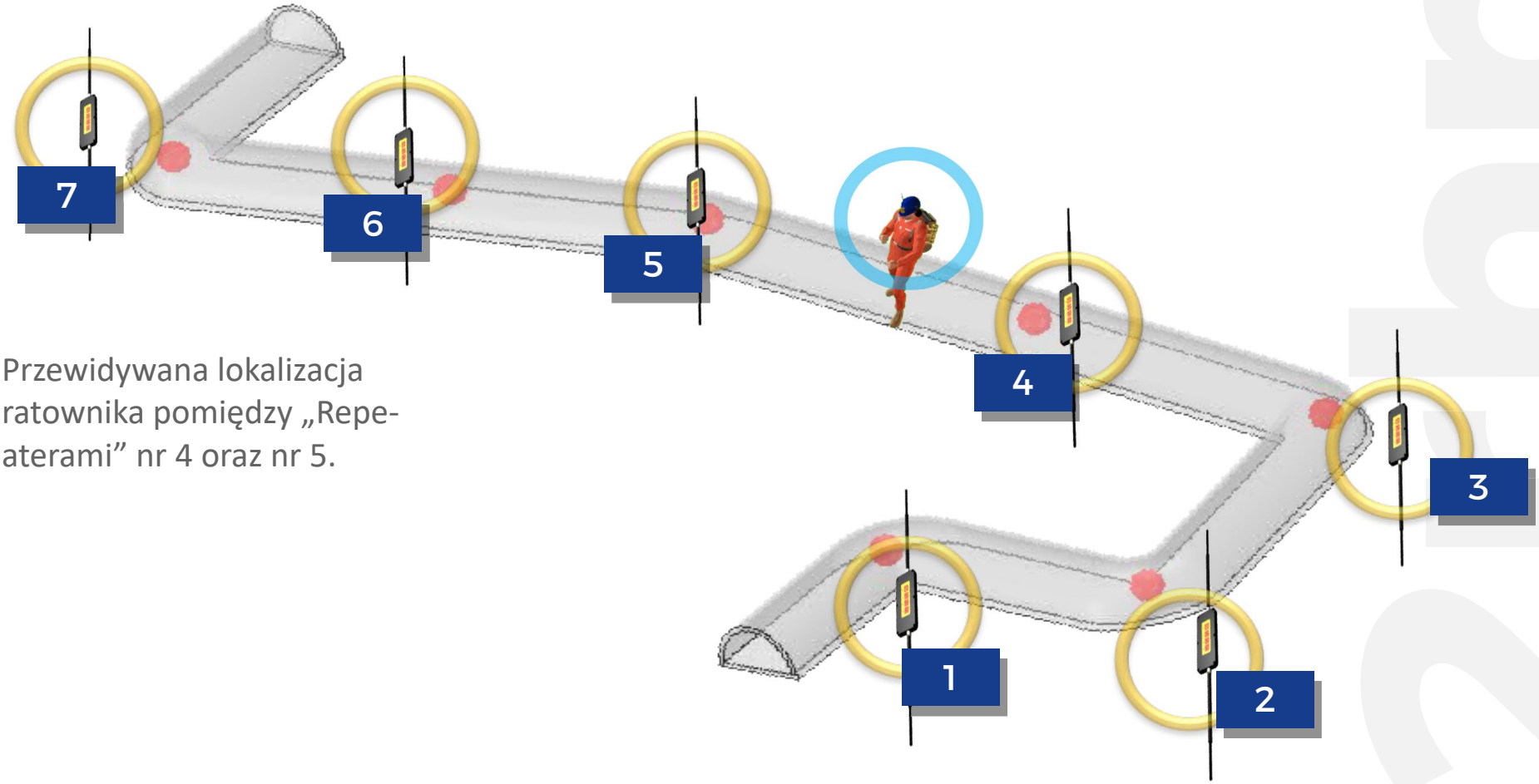
# Elementy bezpieczeństwa systemu

- Stała komunikacja full duplex (nie ma problemu nadawania i odbierania strumienia audio)
- Obudowa w formie ochronnika słuchu – izolowanie od hałasów np. wentylatorów, maszyn, a jednocześnie możliwość odsłuchu otoczenia za pomocą mikrofonów odsłuchowych
- Wysoka jakość dźwięku i systemy odszumiania – zrozumiałość mowy, łatwiejsza koordynacja akcji
- Lokalizacja
- Informacje o funkcjach życiowych (czujnik bezruchu, pulsometr)
- Wyznaczanie drogi wycofywania się
- SMS'y głosowe – natychmiastowe odtworzenie komunikatu głosowego we wszystkich komunikatorach

2rhp

2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Przykład lokalizacji w chodniku

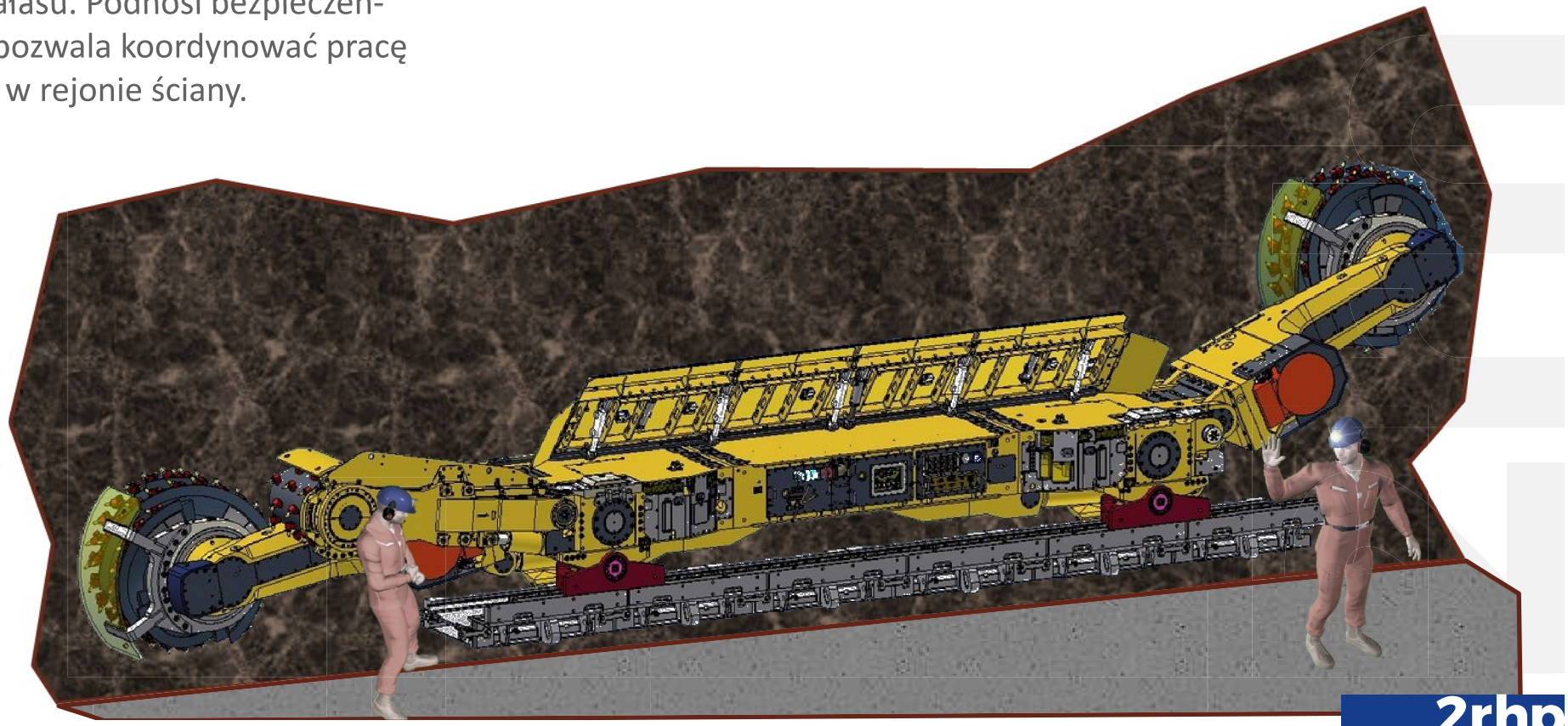



Przewidywana lokalizacja ratownika pomiędzy „Repe-aterami” nr 4 oraz nr 5.

2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Wykorzystanie systemu do pracy na ścianie – koordynacja pracy w warunkach hałasu w strefie MI

System zapewnia doskonałą łączność pomiędzy górnikami w warunkach hałasu. Podnosi bezpieczeństwo i pozwala koordynować pracę brygad w rejonie ściany.

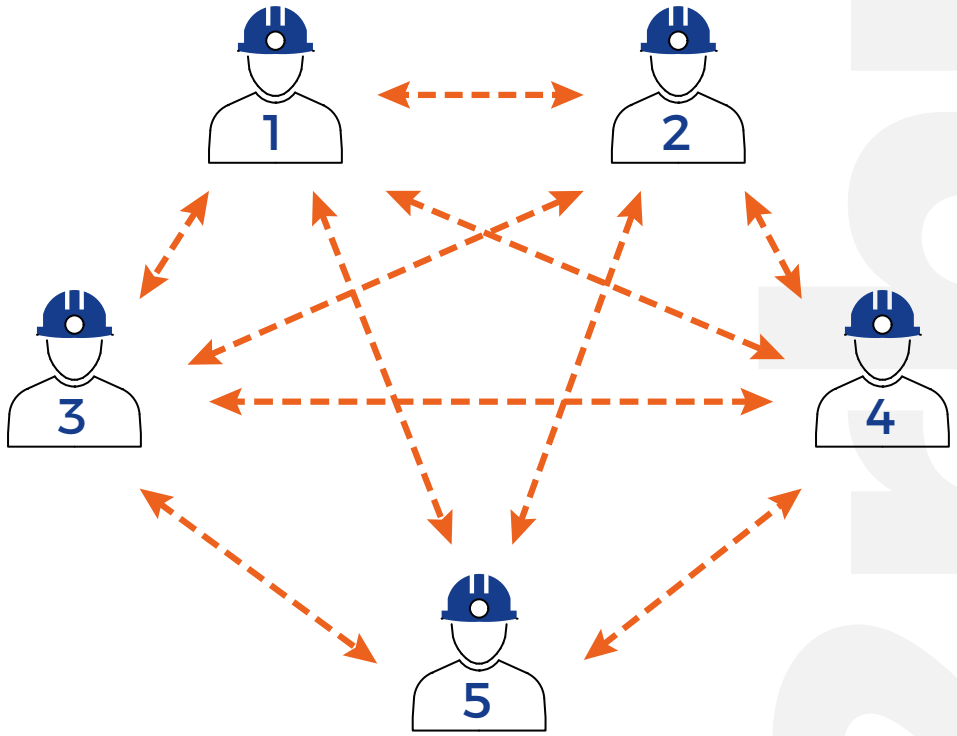


2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Modele komunikacji przy eksploatacji kopalin

System daje bardzo szerokie możliwości kształtowania modeli komunikacji pomiędzy użytkownikami. Komunikacja może odbywać się bezpośrednio pomiędzy użytkownikami lub za pośrednictwem sieci szkieletowej. Komunikacja bezpośrednia jest możliwa dla wszystkich użytkowników, będących we wzajemnym zasięgu radiowym (każdy z każdym), co dla przykładowo 5 użytkowników (może być więcej) prezentuje rysunek nr 1.

Rys. 1. Możliwości połączeń głosowych w grupie użytkowników

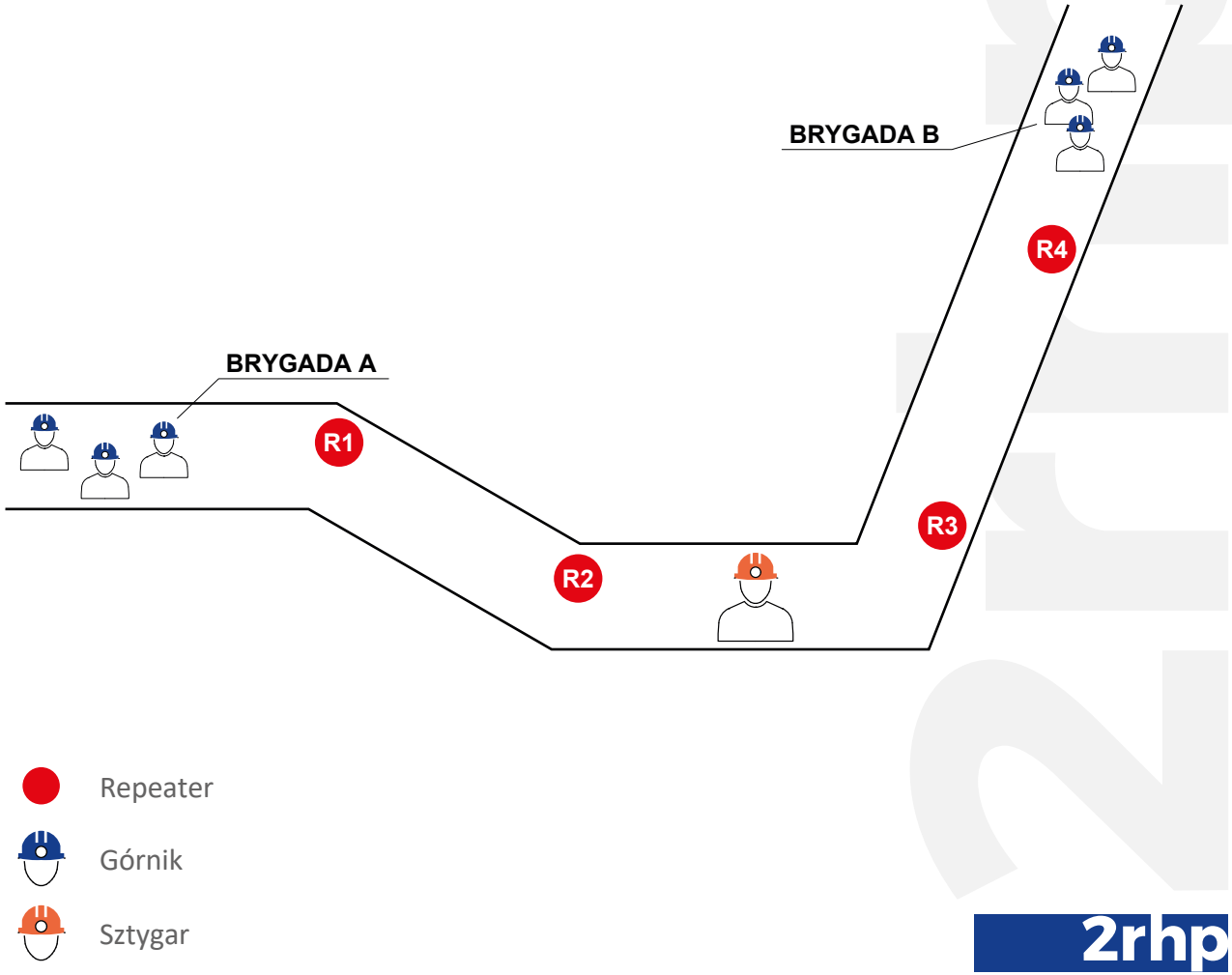



2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Modele komunikacji przy eksploatacji kopalin

Jeżeli użytkownicy nie są w bezpośrednim zasięgu, to komunikacja odbywa się poprzez sieć szkieletową. Na rysunku nr 2 prezentowana jest sytuacja, gdy Brygada A znajduje się względem Brygady B w odległości większej niż bezpośredni zasięg radiowy. Pomiędzy brygadami znajduje się Sztygar, również nie będący w bezpośrednim zasięgu brygady A i B. Dzięki sieci nadal skontaktować może się każdy członek brygady A zarówno z członkami swojej brygady jak i z każdym z członków brygady B i odwrotnie. Połączy się również ze Sztygarem, a ten z każdym członkiem Brygady A i B.

Rys. 2. Widok chodnika z góry

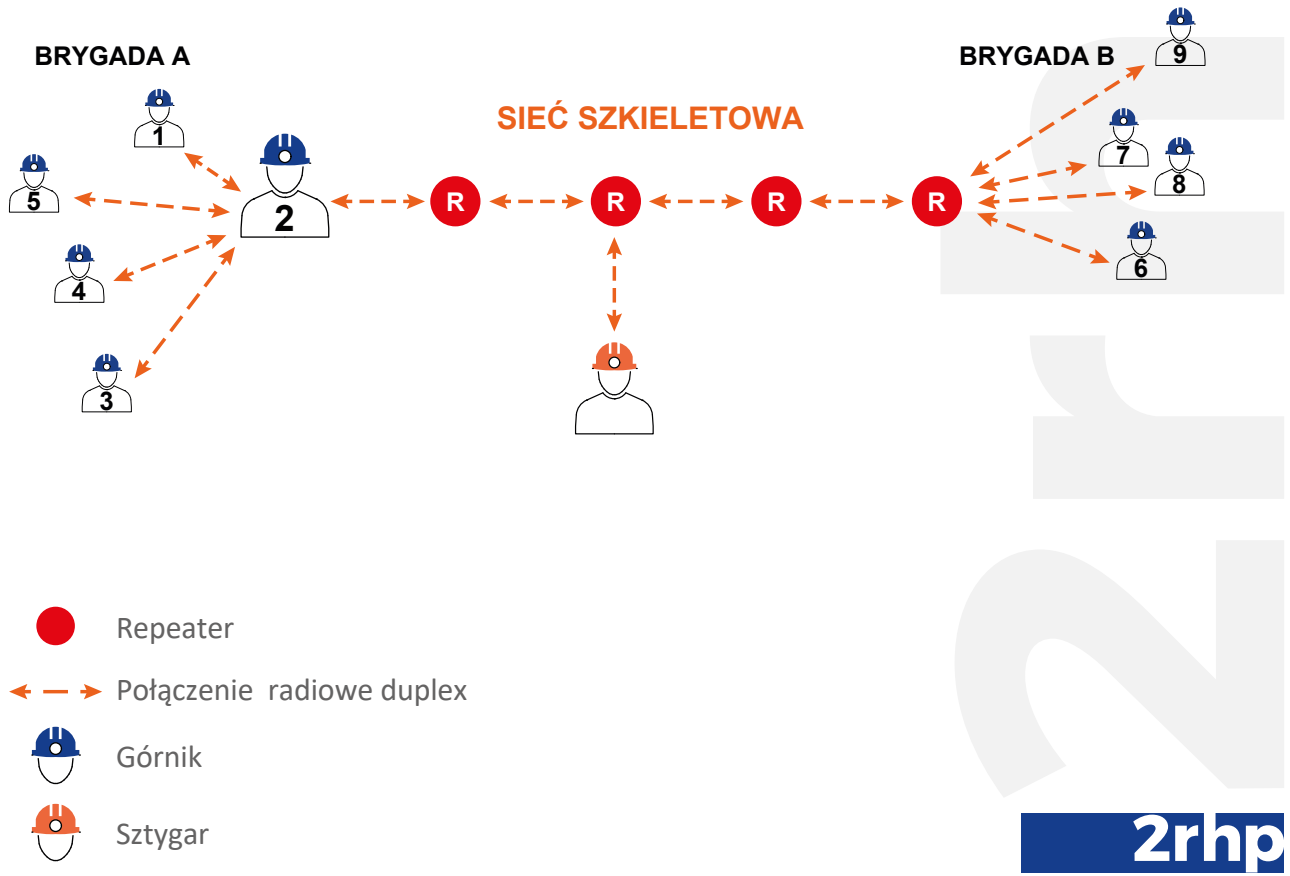


# Modele komunikacji przy eksploatacji kopalin

Rysunek nr 3 pokazuje jakie możliwości połączenia ma jeden z członków Brygady A. Zaznaczyć trzeba, że takie same możliwości ma każdy członek brygady zarówno A jak i B oraz Sztygar. Takich użytkowników wzdłuż sieci szkieletowej może być więcej i z każdym z nich każdy może się połączyć.

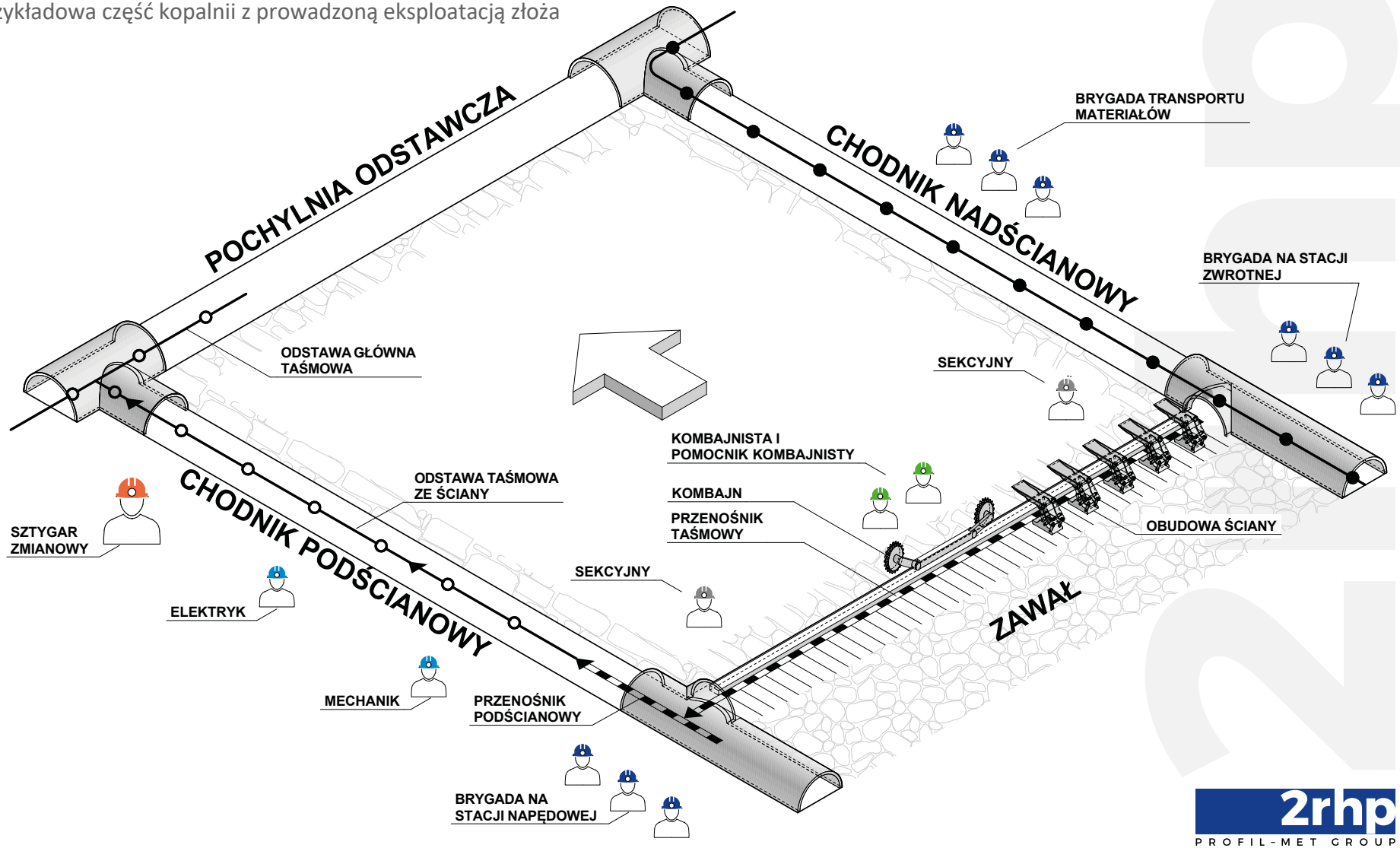
Komunikacja pomiędzy użytkownikami może być skonfigurowana pod wymagania klienta, czyli np. ograniczać możliwości połączeń dla użytkowników ze względu na znaczenie przekazywanych informacji (informacyjne, czy alarmowe) czy też inne kryterium.

Rys. 3. Możliwości połączeń głosowych dla górnika nr 2 z Brygady A poprzez sieć szkieletową



# Modele komunikacji przy eksploatacji kopalin

Rys. 4. Przykładowa część kopalnii z prowadzoną eksploatacją złoża



# Modele komunikacji przy eksploatacji kopalin

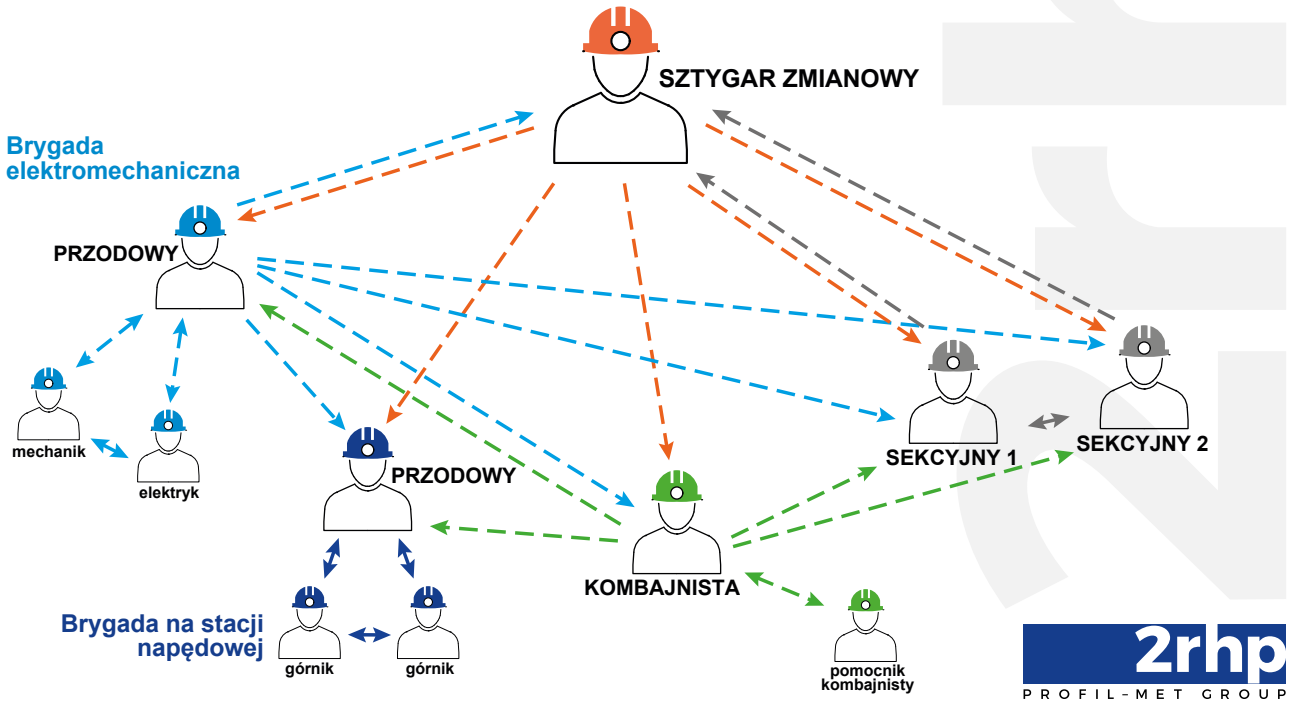
Na rysunku nr 4 przedstawiono przykładowo część kopalni węgla kamiennego, gdzie odbywa się eksploatacja. W chodnikach pracują górnicy, w większości zorganizowani w brygady. Model łączności może wyglądać jak na schemacie nr 5.

Jak wynika ze schematu nr 5 Sztygar Zmianowy ma możliwość połączenia się z przodowymi poszczególnych brygad, kombajnista i sekcyjnymi. Przodowy Brygady Elektro-mechanicznej może łączyć się ze Sztygarem Zmianowym, przodowymi innych brygad, kombajnista i sekcyjnymi. Pracownicy jego brygady są skomunikowani pomiędzy sobą i z przodowym. Kombajnista może połączyć się ze Sztygarem, przodowymi, sekcyjnymi. Pomocnik kombajnisty łączy się tylko z kombajnistą i sekcyjnymi.

System oferuje również możliwość na wypadek zaistnienia poważnego zagrożenia: każdy z użytkowników może przekazać informację do pozostałych użytkowników bez względu na ograniczenia w połączeniach.

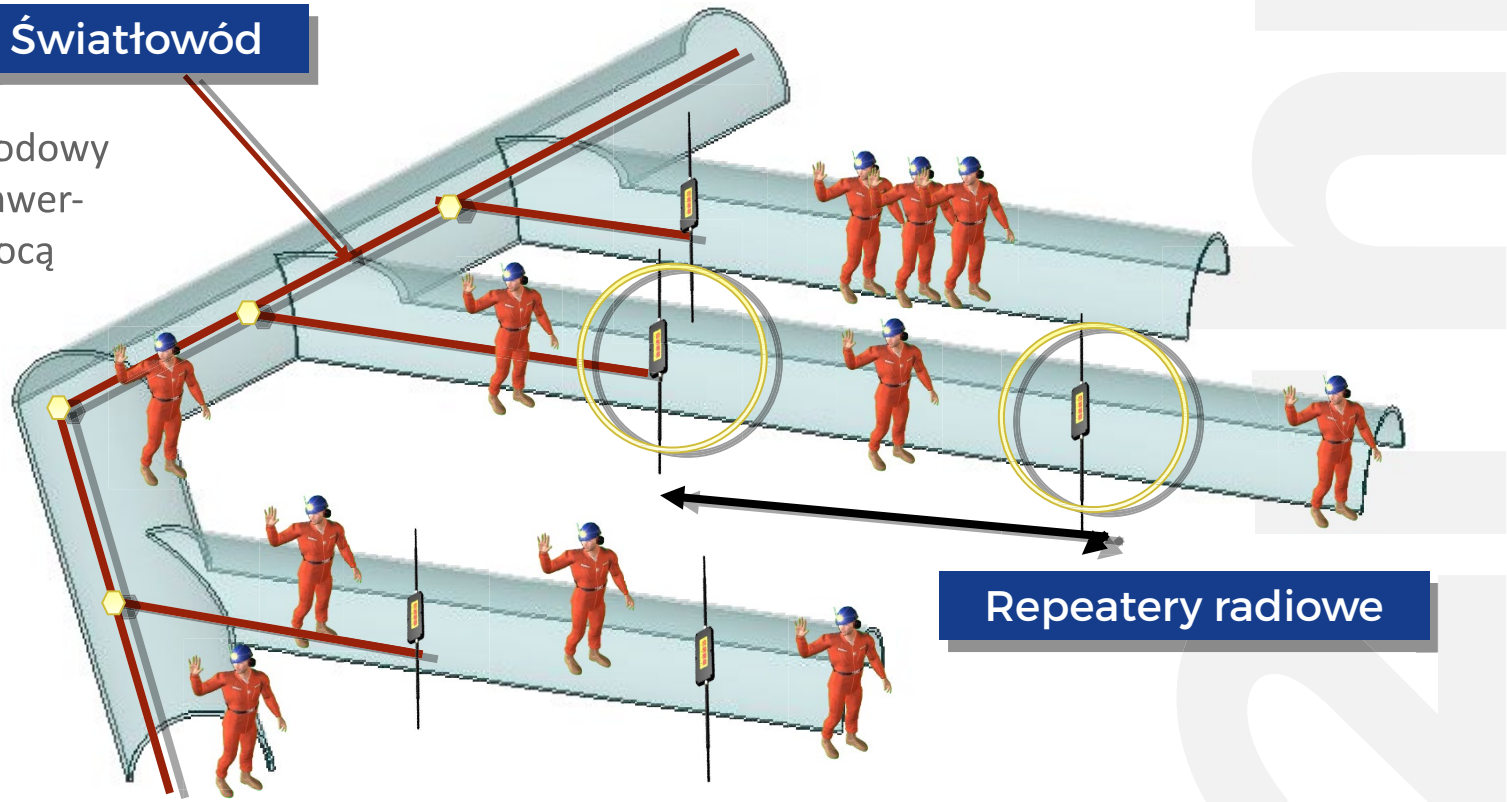
To co jest ważne dla koordynacji pracy to ciągła duplex'owa łączność w grupach (brygadach) na zasadzie telekonferencji, która na potrzeby organizacji może być rozbudowywana o kolejnych użytkowników lub ograniczana.

Rys. 5. Możliwości połączeń w sieci dla Sztygara Zmianowego, Przodowego Brygady Elektro-mechanicznej i Kombajnisty



# Schemat przykładowej infrastruktury w chodnikach z wykorzystaniem dwóch dróg transmisji: radio i światłowód

System opcjonalnie przewodowy – wyposażony w mediakonwertery przesyła dane za pomocą światłowodu.






**2rhp Sp. z o.o.** ul. Chorzowska 37 41-709 Ruda Śląska email: biuro@2rhp.pl www.2rhp.pl

# Zgłoszenia patentowe

## EP16461537.9

„A radio communication repeater, a radio communication system and method”, zgłoszone 14 lipca 2016 r.

## EP13461534.3

„A method for receiving a signal comprising frames, a signal receiver and a signal comprising frames”, zgłoszone 26 czerwca 2013 r.




2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Rozwój RESYS – Smart Mining

Firma 2RHP sp. z o.o. zaplanowała dalszy rozwój produktu w kierunku stworzenia bezprzewodowej szerokopasmowej iskrobezpiecznej sieci kopalnianej jako platformy komunikacyjnej do budowy inteligentnej kopalni podziemnej (Smart Mining), dajacej możliwość przesyłania strumienia danych, audio i video w czasie rzeczywistym.

Kolejne urządzenia to m.in.:

- komunikator w obudowie typu radiotelefon z klawiaturą, aparatem fotograficznym i zestawem słuchawkowym,
- modem połączeniowy – urządzenie umożliwiające podłączenie radiowe innych urządzeń/maszyn, sensorów do sieci,
- konwerter sygnałów – urządzenie zmieniające inny typ sygnału (np. RS485) na sygnał radiowy,
- radiolatarnia – urządzenie do pozycjonowania ludzi, maszyn/urządzeń pod ziemią, w chodniku kopalni.

2rhp
PROFIL-MET GROUP

# Dziękujemy za uwagę



GÓRNICZY SUKCES
ROKU 2016

2rhp
PROFIL-MET GROUP

**2rhp Sp. z o.o.** ul. Chorzowska 37 41-709 Ruda Śląska email: biuro@2rhp.pl www.2rhp.pl