Instytut Gospodarki
Surowcami Mineralnymi
i Energią
Polskiej Akademii Nauk

Szkoła Eksploatacji Podziemnej

MATERIAŁY KONFERENCYJNE



Kraków 2024

GLORIA PATRONIS

Diamentowy Partner SEP

KGHM POLSKA MIEDŹ

Złoty Partner SEP

ELGÓR+HANSEN

VECTOR SOFTWARE GROUP

BricsCAD®

Główny Partner SEP 2024

Victaulic®

Złoty Sponsor SEP 2024

arp Agencja Rozwoju Przemysłu S.A. Oddział KATOWICE

Brązowy Sponsor SEP 2024

Partnerzy SEP 2024

JSW

integrity partners

ABB

BOGDANKA

POLSKA GRUPA GÓRNICZA

redocean™

POŁUDNIOWY KONCERN WĘGLOWY

KOMATSU

JOY MONTABERT

Partnerzy sesji wykładowych

integraleIT WE MAKE IT COMPLETE

mine master Rigs for your needs

FAMUR

Bergerat Monnoyeur CAT

H·B·T

ISACGiG

JSW IT SYSTEMS

becker WARKOP SYSTEMY DLA GÓRNICTWA

A PART OF THE BECKER MINING SYSTEMS GROUP OF COMPANIES

- when it has to be right

Leica Geosystems

BRUGG Geobrugg

KOMAG

sevitel

Szkoła Eksploatacji Podziemnej, ul. Wybickiego 7A, 31-261 KRAKÓW
tel./fax (12) 632-13-24, szkola@min-pan.krakow.pl; www.szkolaeksploatacji.pl

Patronat medialny

netTG.pl GOSPODARKA · LUDZIE | Trybuna Górnicza | napędy i sterowanie | Inżynieria Górnicza

Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią

POLSKIEJ AKADEMII NAUK

Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2024

Informujemy, że materiały konferencyjne SEP ze wszystkich edycji 1992-2024 dostępne będą na stronie www.szkolaeksploatacji.pl po zakończeniu konferencji.

Kraków, 26-28.02.2024

KOMITET ORGANIZACYJNY

Jerzy Kicki (przewodniczący), Jacek Jarosz (wiceprzewodniczący), Artur Dyczko (Sekretarz), Eugeniusz Jacek Sobczyk, Barbara Marchewczyk, Michał Kopacz, Dominik Galica, Leszek Malinowski, Sylwester Kaczmarzewski, Jarosław Kulpa, Piotr Olczak, Paweł Kamiński, Małgorzata Boksa, Aleksandra Komorowska

ADRES KOMITETU ORGANIZACYJNEGO

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

REDAKCJA TECHNICZNA, SKŁAD I ŁAMANIE TEKSTU

Dominik Galica

Materiały opublikowane w wersji elektronicznej na podstawie dostarczonych tekstów i prezentacji.

©Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2024

Do użytku wewnętrznego.

Słowo wstępne

Drodzy Uczestnicy i Sympatycy Szkoły

33. Szkoła Eksploatacji Podziemnej

33. Szkoła Eksploatacji Podziemnej organizowana jest w okresie burzliwych zmian, jakie przechodzi Unia Europejska, przede wszystkim tych generowanych przez wizję rozwoju opartą na Europejskim Zielonym Ładzie. Pojawia się wiele nowych mechanizmów działań gospodarczych. Wśród nich też tych nawiązujących do polityki klimatycznej, której jednym z zadań jest realizacja transformacji energetycznej dotykającej działań polskiego górnictwa, stąd też temat sesji plenarnej dotyczący transformacji energetycznej w przemyśle – transformacji, po której działaniach obiecujemy sobie bardzo wiele. Transformacja ma zapobiegać zmianom klimatycznym oraz zapewnić tak potrzebne nam bezpieczeństwo energetyczne. Systemowe zmiany w energetyce mają być sposobem na ograniczenie cen energii.

Transformacja energetyczna to m.in. obniżenie emisji węglowych, które tak mocno wpływają na klimat. Przy czym musimy pamiętać, że ok. 2/3 emisji węglowych w Europie pochodzi z dwóch państw Niemiec i Polski, przy czym w ubiegłym roku jak donosi think tank Ember nasi zachodni sąsiedzi wyprodukowali 183 miliony ton CO_2 (40%), a my 126 milionów ton . Łącznie UE wyemitowała 446 mln ton. Według Ember Polska i Niemcy generują aż 53% emisji z energetyki. Polskie emisje odnotowały największy spadek rok do roku o około 6 milionów ton CO_2. To dzięki spadkowi popytu i wzrostowi ilości produkowanej energii słonecznej i wiatrowej. Jednak, jak zauważają autorzy tej informacji, od roku 2013 redukcja emisji pochodzenia energetycznego w Polsce zmniejszyła się o 13%, w niemieckim sektorze o ponad 30% (o ok. 100 mln ton). Jednoznacznie sugerują też, że musimy szerzej współpracować a nie rozluźniać więzi unijne, co czynimy w ostatnich latach. Umocnienie wewnętrzne Unii, jakie nastąpiło w roku 2022 było następstwem wojny u jej granic oraz kryzysu energetycznego, na który złożyło się wiele przyczyn. Jest jednak wiele kwestii spornych na szczeblu unijnym. Dla naszych działań kluczowym jest fakt pozostania węgla w mixie energetycznym i określenia jego ilości w sposób możliwie jak najbardziej dokładny (co nie jest zagadnieniem prostym), ale także podążanie drogą budowy energetyki jądrowej (proces, który rozpoczęliśmy), o czym niewiele mówi się z kolei na poziomie europejskim.

Energetyka jądrowa w ubiegłym roku dostała przyśpieszenia wieloma decyzjami tak na szczeblu regionu (województwo pomorskie, gmina Choczewo, lokalizacja to Lubiatowo – Kopalino), gdzie ma powstać elektrownia jądrowa jak i władz centralnych. Elektrownia ma w roku 2035 dostarczyć do sieci energię 3 750 MW, na które ma się złożyć praca trzech reaktorów AP 1000 amerykańskiej firmy Westinghouse Electric Company notującej w okresie ostatnich lat potężne kłopoty finansowe i przejętej w listopadzie ubiegłego roku przez firmę Cameco – zajmującą się wydobyciem uranu i produkcją paliwa jądrowego działającą w porozumieniu z Brookfield Asset Managment. Zdaniem wielu ekspertów powtarzalność już wybudowanych reaktorów i ich standaryzacja mają być jednymi z gwarantów skutecznej realizacji.

Druga w Polsce elektrownia jądrowa ma powstać do 2035 roku jako wspólne przedsięwzięcie PGE PAK Energia Jądrowa i koreańskiego koncernu KHNP na terenach, które należą do Zespołu Energetycznego Pątnów – Adamów – Konin w lokalizacji Konin – Pątnów. Ma posiadać co najmniej dwa reaktory o łącznej mocy 2 800 MW. Realizatorzy po uzyskaniu decyzji zasadniczej rozpoczęli kolejne działania proceduralne.

W ramach 33. Szkoły Eksploatacji Podziemnej - mam nadzieję, że podobnie jak w roku ubiegłym - będziemy świadkami kolejnych ciekawych referatów dotyczących wykorzystania ogromnej ilości danych generowanych przez procesy produkcji górniczej. W podobnej publikacji przed rokiem opisywałem wykorzystanie sztucznej

inteligencji w transporcie kolejowym, ale obecnie coraz częściej obserwujemy jej początki w autonomicznym transporcie z wykorzystaniem maszyn samojezdnych. Sztuczna inteligencja powoli staje się prawdziwą lokomotywą innowacyjnych projektów na miarę rozwoju energii elektrycznej rewolucjonizującej przemysł na przełomie XIX i XX wieku. Jak pisze liczne grono autorów, powoli jest obecna wszędzie z czego niewielu zdaje sobie sprawę. Ostatnio jeden z naszych wspaniałych wychowanków AGH Jarosław Królewski – prezes i współwłaściciel TS Wisła Kraków z pomocą sztucznej inteligencji znalazł… trenera na sezon ligowy 2023/2024. Miejmy nadzieję, że po wejściu do ekstraklasy Albert Rude zostanie tym trenerem na dłużej.

Wracając do górnictwa, to sztuczna inteligencja i uczenie maszynowe stają się coraz częściej ważnymi siłami transformacyjnymi. Mając ogromny potencjał, rewolucjonizują wydajność na różnych etapach procesu wydobycia, ale też coraz większą rolę odgrywają w bezpieczeństwie pracy. W realizacji procesu produkcyjnego operatorzy coraz częściej opierają się na danych w czasie rzeczywistym, płynnie integrując dane z czujników z danymi geoprzestrzennymi. W tej sytuacji algorytmy sztucznej inteligencji mogą identyfikować potencjalne zagrożenia, umożliwiając podejmowanie środków zapobiegawczych.

Innym działaniem, przed którym stajemy, jest realizacja procesów produkcyjnych drogą zrównoważonego rozwoju. W tym obszarze kluczowym wyzwaniem dla działalności górnictwa jest raportowanie i informacja o skali działań w zakresie zrównoważonego rozwoju (ESG) – Environmental – Social – Governance. W ostatnich latach zagadnienia zrównoważonego rozwoju pojawiały się coraz częściej w mediach i przestrzeni publicznej. Aktualnie dane niefinansowe raportuje ok. 150 polskich firm, a za chwilę będzie to prawie 4000. Przedsiębiorstwa zobowiązane do opracowania raportu powinny wykazywać ślad węglowy w swoich łańcuchach dostaw. Tym samym dane dot. ESG będą musieli gromadzić także ich kontrahenci. A wszyscy razem chcąc się rozwijać, będą musieli opisać swoje prospołeczne i prośrodowiskowe działania. UE nazywa je właśnie zieloną rewolucją, pamiętając, że transformacja energetyczna to tylko jeden z jej elementów. Zafascynowani Internetem i sztuczną inteligencją zapominamy, że to wszystko zawdzięczamy materialnemu fundamentowi, jakim są surowce mineralne. Chcemy ograniczać produkcję dwutlenku węgla modernizować i przebudowywać gospodarkę.

Zamieniamy nasz petroświat w elektroświat, o czym pisze Ed Conway w książce „Material World", o której rozmawia on na łamach Dziennika „Gazety Prawnej" z Sebastianem Stodolakiem. Ropa będzie potrzebna w coraz mniejszym stopniu, a wzrośnie zapotrzebowanie na miedź, lit i kobalt. To ma już potężne konsekwencje geopolityczne, bo tracą ci budujący swoją potęgę na ropie na rzecz tych regionów, gdzie lit czy miedź występują w dużych ilościach (Ameryka Południowa, Australia). Ed Conway zwraca uwagę na fakt, że stajemy przed ogromnym wyzwaniem cywilizacyjnym, jakim jest odejście od paliw kopalnych stwierdzając, że nie istnieje w historii świata państwo, które rozwinęło się nie opierając się na paliwach kopalnych. To stwierdzenie skłania do szerszej prezentacji wywodu, jakim jest ocena roli w paliw kopalnych w gospodarce, który prezentuje Ed Conway: „Każdy dzisiejszy produkt wymaga wygenerowania jakiejś ilości CO_2 i na razie nie da się od tego uciec. Mówiłem, że do produkcji chipów konieczny jest węgiel. Sprecyzujmy: chodzi m.in. o proces, w którym wykorzystuje się piec łukowy rozgrzany do temperatury 1,5 tys. °C, by przekształcić wydobywany z ziemi kwarcyt w krzem metalurgiczny. Owszem trzeba wymyślić sposób na oderwanie produkcji od emisji CO_2, ale nie możemy tego zrobić z dnia na dzień, bo cywilizacja nie będzie w stanie dalej funkcjonować. Prawda jest taka, że paliwa kopalne są wciąż częścią większości procesów przemysłowych. W Europie niewielu decydentów to rozumie. To prawda. W USA chcą zachęcać do rozbudowy zielonego przemysłu, sprytnie wykorzystując do tego duże ilości energii z paliw kopalnych. Chiny produkują ogromne ilości baterii i paneli słonecznych, a także części do turbin wiatrowych, ale znowu robią to, używając dużej ilości węgla. W Europie chcemy robić wyłącznie ekologiczne rzeczy. Prowadzi to do przewrotnego rezultatu, a mianowicie sprawia że produkcja w Europie jest utrudniona i coraz mniej konkurencyjna wobec producentów przede wszystkim z Azji. Gęste źródła energii zapewniają wciąż najwyższą wydajność, a my od tych źródeł odchodzimy". No cóż pozostawmy te rozważania jako niezwykle interesujące i otwarte, ale trudno nie brać ich pod uwagę, myśląc o rywalizacji z największymi potęgami gospodarczymi, jakimi są USA i Chiny

Tradycyjnie będą towarzyszyć nam sesje związane z procesami techniki i technologii w eksploatacji podziemnej złóż, zagrożeń naturalnych, statecznością wyrobisk, planowaniem i monitoringiem procesu eksploatacji, ale też cyberbezpieczeństwa, bioróżnorodności czy magazynowania energii. Z niezwykłą szybkością zmienia się otoczenie górnictwa. My coraz bardziej liczymy na obecność referatów i wystąpień, które ten proces opisują i analizują.

Jednym z najważniejszych wydarzeń obrad Szkoły będzie debata w teatrze im. Juliusza Słowackiego poświęcona bezpieczeństwu pracy, którą traktuję jako debatę o bezpieczeństwie ponad wszystko. W debacie wezmą udział wybitne osobowości branży górniczej zajmujące się tą problematyką wczoraj i dziś.

Do interesujących wydarzeń dołączą też wydarzenia organizowane w poniedziałek, czyli sesja, której współorganizatorem jest Fundacja Instrat będąca think tankiem z misją wspierania debaty i polityk publicznych otwartymi danymi i badaniami, działając na rzecz sprawiedliwej, zielonej i cyfrowej gospodarki.

Wierzę, że nasze trzydzieste trzecie spotkanie będzie jak zawsze okazją do interesujących dyskusji, wymiany doświadczeń, spotkania starych przyjaciół ale też nawiązania nowych kontaktów.

Jerzy Kicki

Kraków, 22.02.2024 r..



ABB Ability™ NGX Hoist Control

Dla każdej maszyny wyciągowej

ABB Ability™ NGX Hoist Control to zoptymalizowany i ujednolicony system sterowania maszynami wyciągowymi, który zapewnia większą niezawodność, elastyczność oraz wyższy poziom ochrony. Bez względu na rozmiar przedsiębiorstwa, rozwiązanie pomaga w obniżeniu kosztów i zwiększeniu wydajności poprzez standaryzację systemów sterowania. NGX został zaprojektowany z uwzględnieniem najnowszych wytycznych dotyczących ergonomii, dla komfortowego użytkowania oraz oferuje najbardziej nowoczesny i intuicyjny interfejs.

new.abb.com/minig/ngx

Tytuł referatu: Analiza przeprowadzonego testu pracy ,,regulacji ujemnej powietrza'' w układzie zapewniającym zwiększenie wydatku ilościowego powietrza w rejonach wentylacyjnych znacznie oddalonych od szybów wentylacyjnych w wyrobiskach podziemnych LW Bogdanka S.A.

mgr inż. Przemysław Adamczuk
mgr inż. Damian Hendzel

Lubelski Węgiel ,,Bogdanka" S.A.

STRESZCZENIE: W referacie przedstawiono wyniki testu pracy ,,regulacji ujemnej powietrza'' rozwiązania zapewniającego doprowadzenie do żądanego rejonu wentylacyjnego większej ilości powietrza niż umożliwia to praca wentylatora głównego przewietrzania. Testowane rozwiązanie miało zapewnić zwiększenie ilości powietrza w podsieci pola Stefanów na jednej z najdłuższych dróg prowadzenia powietrza od szybu wdechowego 2.2 do szybu wentylacyjnego 2.1 wynoszącej około 12,5 km. Zastosowany układ polegał na zabudowie w chodniku odstawczym 1/VI/389 dwóch automatycznych tam wentylacyjnych, przez które zostały przeprowadzone dwa lutniociągi tłoczące o średnicy 1200 mm. Do ww. lutniociągów zostały zamontowane równolegle dwa wentylatory lutniowe firmy Korfmann serii dGAL 12/450 od strony przecinki 1/VI/389 stanowiącej dopływ powietrza. W wyniku przeprowadzonego testu pracy urządzeń osiągnięto doprowadzenie znacznie większej ilości powietrza w porównaniu do normalnego układu przewietrzania w przedmiotowym rejonie.

SUMMARY: In the article results of a "negative airflow regulation" project are presented. The objective of the project was to deliver solutions which would force more air quantity to the ventilated region without any changes to the main mine ventilation fan. The solution amended the air quantity of one of the longest Stefanów field's splits (12,5 kilometers) of the main airflow between the 2.2 downcast shaft and 2.1 upcast shaft. In belt roadway 1/VI/389 two automatic dams with two fi=1200 mm ventilation ducts were installed. In crosscut 1/VI/389 those ducts were connected to two parallelly mounted Korfmann dGAL 12/450 series fans which in turn became the auxiliary intake fans for that split. During the testing air quantity delivered to that particular region rose significantly.

SŁOWA KLUCZOWE: Zwiększenie wydatku ilościowego powietrza w wyrobiskach dołowych

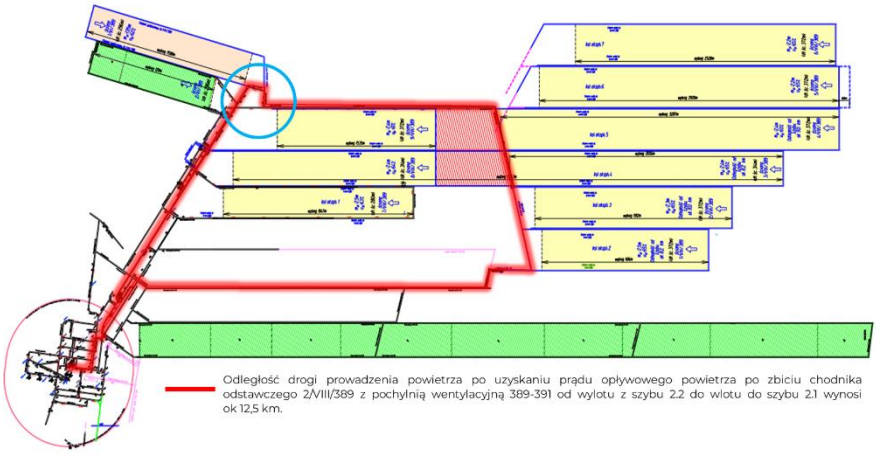
KEYWORDS: Increase of air quantity in underground workings.

WPROWADZENIE
1. INTRODUCTION

Wykonywanie podziemnych robót górniczych w celu udostępniania a następnie wydobywania węgla kamiennego powiązane jest z występowaniem licznych zagrożeń naturalnych, które w diametralny sposób pogarszają bezpieczeństwo pracującej załogi górniczej. Jednym z głównych zagrożeń naturalnych jest zagrożenie metanowe, które można poszerzyć o inne niebezpieczne gazy, które wydzielają się z górotworów jak również powstają w procesach technologicznych mogących powodować wystąpienie atmosfery zagrażającej zdrowiu i życiu pracowników. Kluczowym działaniem dla zmniejszenia poziomu tego zagrożenia jest zapewnienie odpowiedniego wydatku powietrza dla rozrzedzenia niebezpiecznych nagromadzeń gazów w podziemnym środowisku pracy. Zapewnienie prawidłowego rozprowadzenia powietrza w sieci wentylacyjnej kopalni jest zapewnione odpowiednio zlokalizowanym w rejonach tamach wentylacyjnych i ich odpowiedniego poziomu regulacji w zakresie przepływu powietrza. Przy prowadzeniu robót górniczych w rejonach znacznie odlanych od szybów wentylacyjnych bardzo często dochodzi do trudności uzyskania wymaganego wydatku powietrza w prądzie opływowym zapewnionym pracą wentylatora głównego przewietrzania. Alternatywnym rozwiązaniem zapewniający uzyskaniem większego wydatku powietrza w wyrobiskach dołowych jest możliwość zastosowania ,,regulacji ujemnej powietrza’’[3].

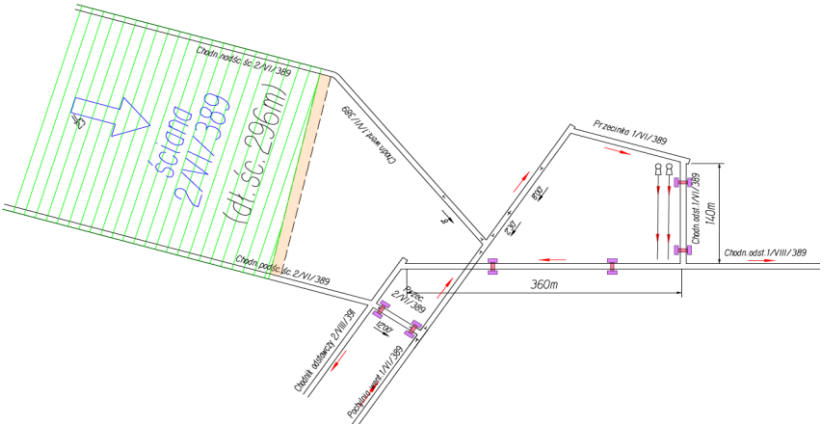
2. OPIS UKŁADU TESTOWEGO ROZWIĄZANIA ,,REGULACJI UJEMNEJ POWIETRZA’’
2. Description of “negative airflow regulation” test system

Dla przeprowadzenia testu ,,regulacji ujemnej powietrza’’ na początku weryfikowano zarówno potencjalne miejsca i możliwie osiągnięte rezultaty w oprogramowaniu Ventsim zawierającym model numeryczny sieci wentylacyjnej kopalni. Wykonana analiza sprecyzowała najbardziej odpowiednie miejsce w wyrobiskach dołowych na wykonanie testu pracy rozwiązania, którym okazało się pole Stefanów. W przedmiotowym polu zostało wykonane oczko wentylacyjne o długości drogi prowadzenia powietrza od szybu wdechowego 2.2 do szybu wentylacyjnego 2.1 wynoszącej około 12,5 km. Poniżej zamieszczono rysunek projektowanych wyrobisk w pokładzie 389 wraz z oznaczeniem kolorem czerwonym drogi prowadzenia powietrza z jednoczesnym oznaczeniem lokalizacji zabudowy układu testowego.



Rys. 1. Wycinek mapy projektowanych wyrobisk w pokładzie 389 w polu Stefanów z oznaczeniem kolorem czerwonym drogi prowadzenia powietrza [1].
Fig. 1. Section of map depicting future mining plan in 389 seam, Stefanów field. The split is highlighted in red [1].

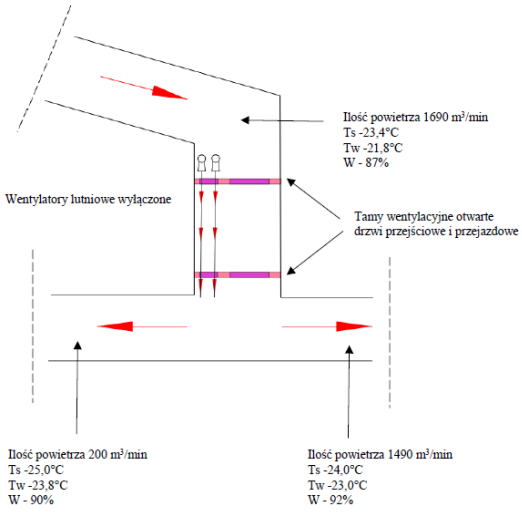
Na rysunku nr 1 okręgiem koloru błękitnego oznaczono wybrane miejsce na zabudowę układu testowego rozwiązania, które było zlokalizowane w odległości około 3,5 km od szybu wdechowego 2.2. Przetestowany układ rozwiązania polegał na zabudowie w polu Stefanów w chodniku odstawczym 1/VI/389 dwóch automatycznych tam wentylacyjnych. Odległość pomiędzy zabudowanymi tamami wynosiła około 100 m. Przez ich obmurza i na odcinku pomiędzy tamami zostały przeprowadzone układy dwóch lutniociągów tłoczących o średnicy 1200 mm. Do zabudowanych lutniociągów zostały zamontowane równolegle dwa wentylatory lutniowe firmy Korfmann serii dGAL 12/450 od strony przecinki 1/VI/389 stanowiącej dopływ świeżego powietrza. Wentylatory pracowały w układzie doprowadzania powietrza. Poniżej na rysunku nr 2 przedstawiono lokalizację zabudowania poszczególnych urządzeń rozwiązania ,,regulacji ujemnej powietrza''.



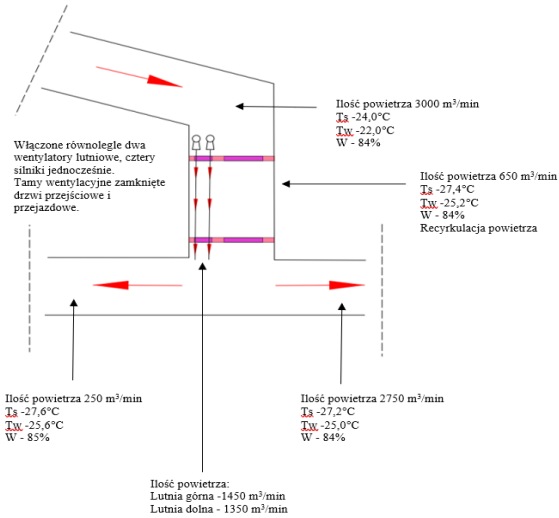
Rys. 2. Schemat lokalizacji zabudowania poszczególnych urządzeń rozwiązania ,,regulacji ujemnej powietrza'' [1].
Fig. 2. Scheme of location of all devices installed for "negative airflow regulation" project [1].

3. POMIARY UZYSKANYCH EFEKTÓW PRACY UKŁADU TESTOWEGO ROZWIĄZANIA
3. MEASUREMENTS OF THE OBTAINED EFFECTS OF THE SOLUTION TEST SYSTEM

W listopadzie 2023r wykonywano pomiary aerodynamiczne w podsieci wentylacyjnej kopalni pola Stefanów przy różnych wariantach pracy układu „regulacji ujemnej powietrza''. Stosowano różne rozwiązania ilości załączanych poszczególnych silników zabudowanych wentylatorów lutniowych. Najlepsze efekty w zakresie ilości powietrza osiągnięto przy pracujących równolegle dwóch wentylatorach czyli czterech silnikach jednocześnie. Poniżej zamieszczono rysunki przedstawiające bilanse powietrza w miejscu zabudowania „regulacji ujemnej powietrza'' w dwóch wariantach. Rysunek nr 3 przedstawia ilości powietrza mierzone w warunkach normalnego przewietrzania wyrobisk prądem powietrza wytwarzanym przez wentylator głównego przewietrzania. Rysunek nr 4 przedstawia uzyskane ilości powietrza przy pracy układu „regulacji ujemnej powietrza''.

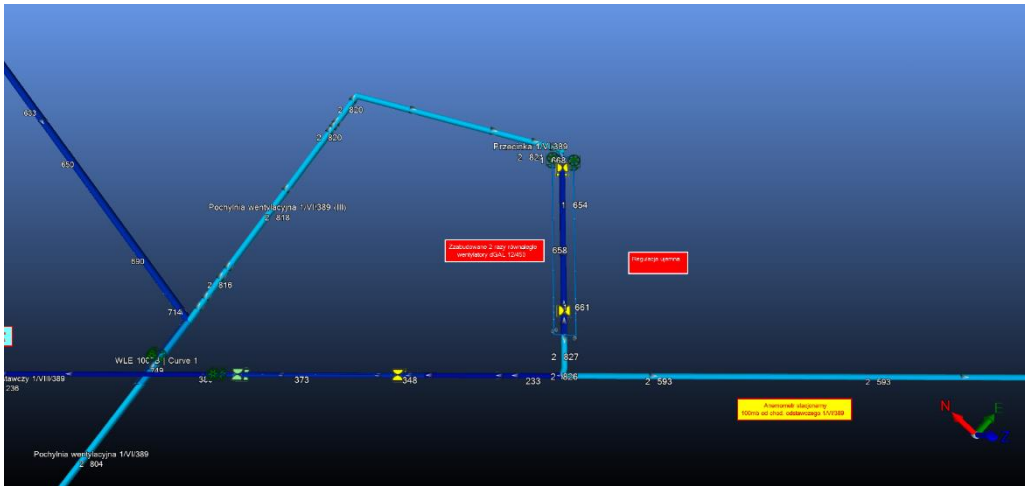


Rys. 3. Pomiary ilości powietrza w miejscu zabudowania „regulacji ujemnej powietrza'' w warunkach normalnego przewietrzania wyrobisk prądem powietrza wytwarzanym przez wentylator głównego przewietrzania [1].
Fig. 3. Air measurements in the vicinity of "negative airflow regulation" system, normal conditions i.e. ventilation of workings with the air current generated by the main ventilation fan [1].



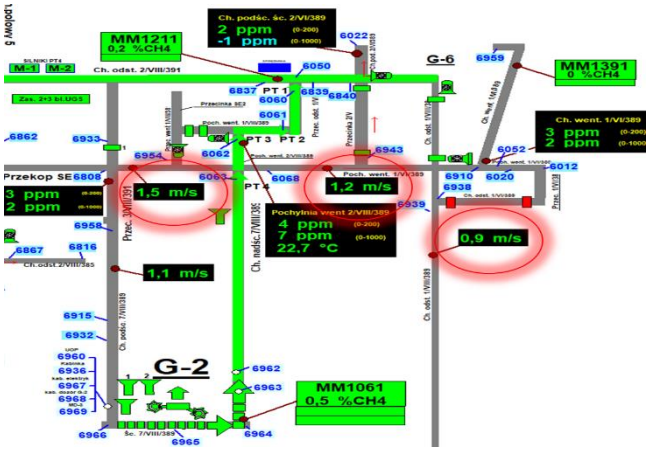
Rys. 4. Pomiary ilości powietrza w czasie pracy „regulacji ujemnej powietrza'' [1].
Fig. 4. Air measurements with the "negative airflow regulation" infrastructure on [1].

Przedstawione wyniki pomiarów dwóch analizowanych wariantów przedstawiają skuteczność „regulacji ujemnej powietrza'' w zakresie możliwości doprowadzenia do żądanego rejonu wentylacyjnego większej ilości powietrza niż umożliwia to praca wentylatora głównego przewietrzania. Uzyskano w analizowanych pomiarach o 1260 m^3/min większą ilość powietrza w chodniku odstawczym 1/VIII/389 w porównaniu do normalnego układu przewietrzania wyrobiska. Dodatkowo porównywalne ilości powietrza uzyskano w modelu numerycznym sieci wentylacyjnej kopalni w oprogramowaniu Ventsim modelując projektowe rozwiązanie. Poniżej zdjęcie z okna programu Ventsim przedstawiające uzyskane ilości powietrza w modelu numerycznym sieci wentylacyjnej w czasie symulacji pracy „regulacji ujemnej powietrza''.



Rys. 5. Pomiary ilości powietrza w czasie pracy „regulacji ujemnej powietrza'' [1].
Fig. 5. Air measurements with the "negative airflow regulation" infrastructure on [1].

Zwiększenie ilości powietrza również było rejestrowane przez zabudowane anemometry stacjonarne w programie metanowo – pożarowym kopalni. Poniżej przedstawiono rysunki z planszy programu THOR na podstawie, której porównano wzrost prędkości powietrza w rejonie zastosowanej ,,regulacji ujemnej powietrza''.



Rys. 6. Zdjęcie z planszy programu THOR [1].
Fig. 6. [1]. Screenshot of THOR app, airflow velocities in red circles.

Do analizy uwzględniono zabudowane anemometry na przekopie SE, w pochylni wentylacyjnej 1/VI/389 oraz w chodniku odstawczym 1/VIII/389. Poniżej przedstawiono wykresy mierzonej prędkości powietrza przed, po i w trakcie testu ,,regulacji ujemnej powietrza''.

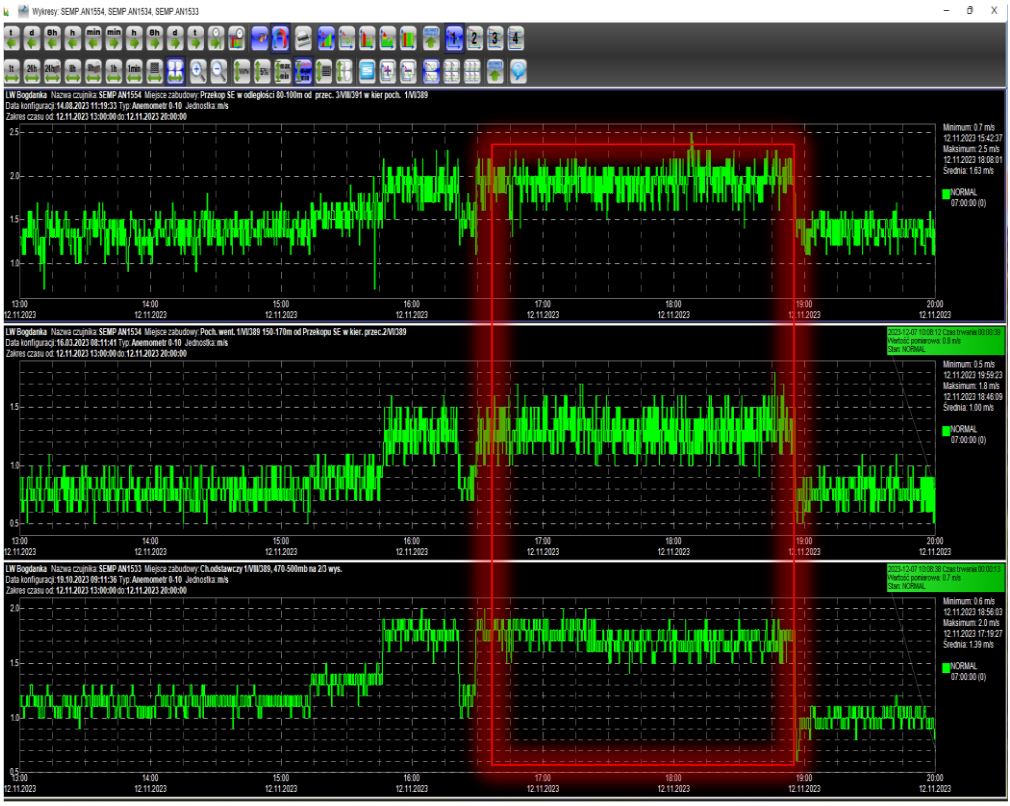


Rys. 7. Zdjęcie z planszy programu THOR z wartościami prędkości średniej powietrza mierzonej przez zabudowane anemometry na przekopie SE, w pochylni wentylacyjnej 1/VI/389 oraz w chodniku odstawczym 1/VIII/389 [1].
Fig. 7. Screenshot from THOR app depicting mean airflow velocities measured by anemometers located in SE crosscut, 1/VIII/389 ventilation decline and in 1/VI/389 belt roadway [1].

Powyżej przedstawiono na zdjęciu wartości prędkości średniej powietrza mierzonej przez zabudowane anemometry na przekopie SE, w pochylni wentylacyjnej 1/VI/389 oraz w chodniku odstawczym 1/VIII/389. Do analizy uwzględniono układ normalnego przewietrzania wyrobisk prądem opływowym wytworzonym przez wentylator głównego przewietrzania czyli bez pracy dodatkowych wentylatorów dołowych zastosowanych w ,,regulacji ujemnej powietrza''. Z analizowanego okresu z dnia 12.11.2023 roku wartość prędkości średniej z całej zmiany roboczej ,,A'' na poszczególnych anemometrach przedstawi się następująco:

- przekopie SE – 1,38 m/s,
- w pochylni wentylacyjnej 1/VI/3891 – 0,78 m/s,
- w chodniku odstawczym 1/VIII/389 – 1,14 m/s.

Poniżej zamieszczono zdjęcie wartości prędkości średniej powietrza mierzonej na zmianie ,,B'' z dnia 12.11.2023 roku gdzie widać wzrost prędkości powietrza spowodowany uruchomieniem wentylatorów zabudowanych w układzie ,,regulacji ujemnej powietrza''.



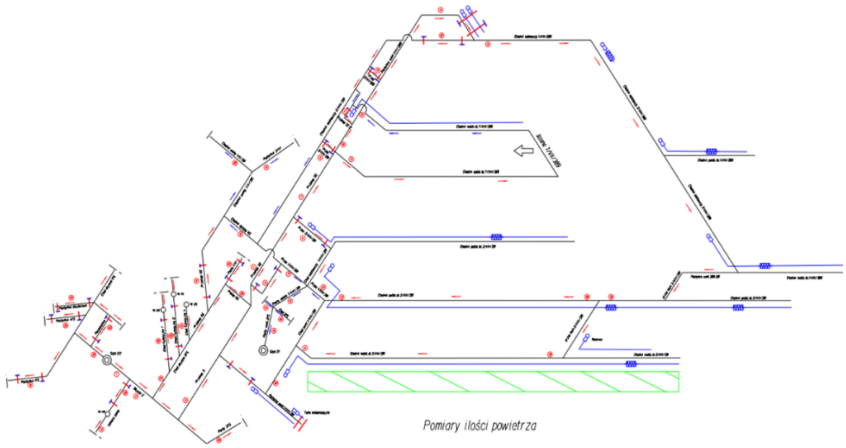
Rys. 8. Zdjęcie wykresów prędkości powietrza rejestrowanych na anemometrach stacjonarnych z programu THOR w trakcie testu ,,regulacji ujemnej powietrza'' [1].
Fig. 8. Screenshot from THOR app depicting airflow velocities measured by stationary anemometers during testing of "negative airflow regulation" [1].

Zauważalny jest ewidentny wzrost prędkości powietrza na poszczególnych anemometrach stacjonarnych zabudowanych w wyrobiskach dołowych kopalni. Na podstawie danych z systemu SMP można porównać wartości prędkości średniej powietrza w dwóch wariantach.

Z analizowanych pomiarów z dnia 12.11.2023 roku po określeniu wartości prędkości średniej z całej zmiany roboczej „A'' w normalnym układzie przewietrzania wyrobisk i zmiany „B'' wybierając stabilny przedział pracy regulacji ujemnej powietrza można odczytać zmiany wartości prędkości średniej powietrza na poszczególnych anemometrach i ich wartości przedstawiają się następująco:

- przekopie SE wzrost z prędkości -1,38 m/s do prędkości – 1,94 m/s.
- w pochylni wentylacyjnej 1/VI/3891 wzrost z prędkości – 0,78 m/s do prędkości – 1,29 m/s.
- w chodniku odstawczym 1/VIII/389 wzrost z prędkości – 1,14 m/s do prędkości – 1,73 m/s.

Należy również pamiętać że zastosowane dodatkowe źródło energii w sieci wentylacyjnej kopalni w postaci wentylatorów lutniowych zabudowanych przed tamami wentylacyjnymi zapewnia przekierowanie większej ilości powietrza w żądany punkt sieci wentylacyjnej kopalni kosztem zmniejszenia ilości powietrza w pozostałych bocznicach wentylacyjnych. Przed wykonaniem pierwszego testu były obawy w zakresie pracy „regulacji ujemnej powietrza'', która może spowodować zmniejszenie ilości powietrza w bocznicach wentylacyjnych najbliżej zlokalizowanych zabudowanego układu. Jednak z przeprowadzonych pomiarów aerodynamicznych sieci wentylacyjnej kopalni stwierdzono rozłożone podbierania powietrza z większości bocznic wentylacyjnych co zapewniało przewietrzanie wszystkich wyrobisk wymaganymi ilościami powietrza. Poniżej zamieszczono rysunek przedstawiający kluczowy wycinek podsieci wentylacyjnej pola Stefanów z punktami pomiarowymi, w których były wykonywane pomiary aerodynamiczne w układzie normalnego przewietrzania jak również w czasie pracy „regulacji ujemnej powietrza''.



Rys. 9. Wycinek podsieci wentylacyjnej pola Stefanów z punktami pomiarowymi w których były wykonywane pomiary aerodynamiczne w układzie normalnego przewietrzania jak również w czasie pracy „regulacji ujemnej powietrza'' [1].

Fig. 9. Section of airflow split scheme of Stefanów field with marked measurement points in which the airflow was tested with "negative airflow regulation" system on and off [1].

Podsieć wentylacyjna pola Stefanów została przedstawiona w formie prostego schematu przewietrzania z naniesionymi kluczowymi punktami pomiarowymi oznaczonymi na rysunku nr 9. Najbardziej szczegółowo na schemacie rozrysowano rejon docelowy, do którego miała trafić większa ilość powietrza przez zastosowane dodatkowe wentylatory w ,,regulacji ujemnej powietrza''. Pozostałe rejony wentylacyjne uproszczono do poziomu doprowadzenia świeżego powietrza w celu porównywania zmian bilansu ilościowego w dwóch analizowanych układach przewietrzania. Poniżej przedstawiono zestawienie tabelaryczne ilości powietrza w poszczególnych punktach pomiarowych podsieci wentylacyjnej pola Stefanów.

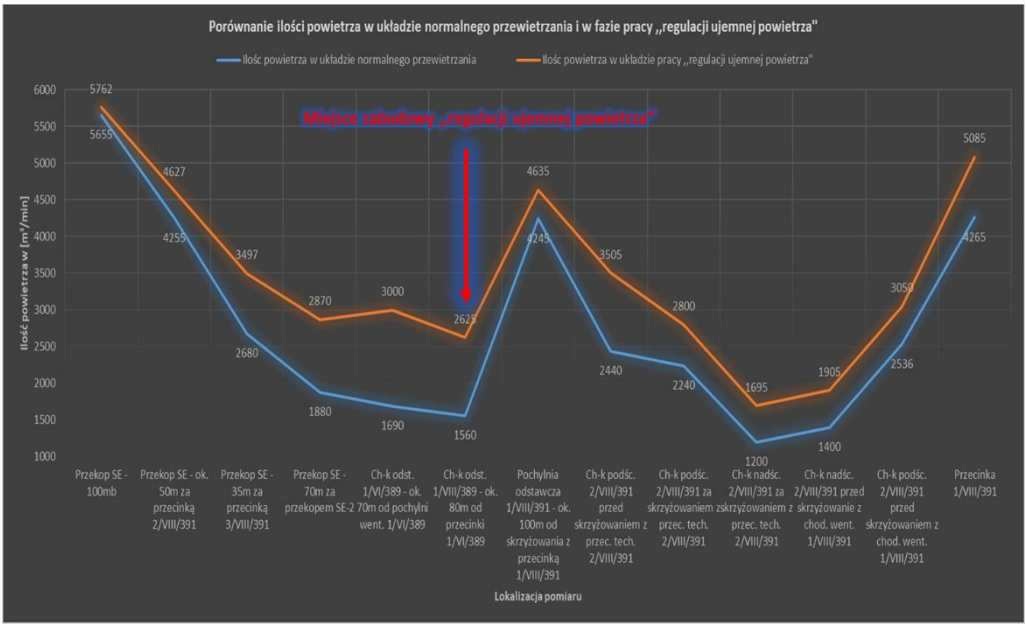
Tabela 1. Ilości powietrza zmierzone w poszczególnych punktach podsieci wentylacyjnej pola Stefanów w układzie normalnego przewietrzania jak również w czasie pracy ,,regulacji ujemnej powietrza'' [1].
Table 1. Air quantity measured in Stefanów field's split, "negative airflow regulation" system on and off [1].

Nr punktu pomiarowego	Lokalizacja w wyrobisku	Ilość powietrza przed regulacją (m³/min)	Ilość powietrza w trakcie regulacji (m³/min)	Porównanie procentowe tendencji zmiany ilości powietrza
1	Objazd E - 5m od rozdzielni	9600	10158	5,49%
2	Objazd E - ok. 40m od rozdzielni	9300	9738	4,50%
3	Przekop S - dworzec	5235	4780	-8,69%
4	Przekop SE - 100mb	5655	5762	1,86%
5	Pochylnia went. 2/VIII/391 - ok. 20m od TI - 166	225	250	10,00%
6	Przecinka 2/VIII/391 - pomiędzy TW	1400	1135	-23,35%
7	Przekop SE - ok. 50m za przecinką 2/VIII/391	4255	4627	8,04%
9	Przecinka 3/VIII/391 - ok. 50m od przekopu SE w kierunku G-2	1425	1080	-24,21%
10	Przekop SE - 35m za przecinką 3/VIII/391	2680	3497	23,36%
11	pochylnia went. 1/VIII/389 - pomiędzy TW	800	627	-21,63%
12	Przekop SE - 70m za przekopem SE-2	1880	2870	34,49%
13	Przecinka 2/VI/389 - pomiędzy TW	180	139	-22,78%
14	Ch-k odst. 1/VI/389 - ok. 70m od pochylni went. 1/VI/389	1690	3000	43,67%
15	Ch-k odst. 1/VIII/389 - ok. 80m od przecinki 1/VI/389	1560	2625	40,57%
16	Ch-k łączący NS - ok. 100m od ch-ka went. 1/V/391	3060	2900	-5,23%
17	Przecinka 1/VIII/391 - ok. 20m od poch. odst. 1/VIII/391	140	450	68,89%
18	Pochylnia odstawcza 1/VIII/391 - ok. 100m od skrzyżowania z przecinką 1/VIII/391	4245	4635	8,41%
19	Pochylnia 3/VI - ok. 25m od dołu pochylni	1750	1666	-4,80%
20	Ch-k went. 1/V/391 - ok. 30m od skrzyżowania z pochylnią	1940	1810	-6,70%
21	Przekop NE - ok. 40m od TW	630	576	-9,38%
22	Pochylnia 1/VI - ok. 62m za TW 1	575	500	-13,04%
23	Przekop NS - ok. 25m za skrzyżowaniem z przekopem N	2160	2528	14,56%
24	Ch-k funkcyjny 4 - ok. 30m od ch-ka dojazdwego 2fS	840	750	-10,71%
25	Ch-k funkcyjny 2 - ok. 100mb od ch-ka dojazdwego 2fS	240	157	-34,58%
26	ch-k funkcyjny 1 - ok. 50mb od ch-ka dojazdwego 2fS	400	370	-7,50%
27	Ch-k dojazdowy 2fS - za dysponentem	2945	3216	8,43%
28	Pochylnia 2fS - ok. 50mb	2650	2600	-1,89%
29	Ch-k wentylacyjny 1/VIII/391 - ok. 500mb	1515	1300	-14,19%
32	Objazd E ok. 19m od TW	8580	8023	-6,49%
33	Poczekalnia - 5m od TB	200	100	-50,00%
34	Pochylnia 1fS - ok. 180m	2780	2560	-7,91%
35	Pochylnia 4fS - ok. 50m	880	900	2,22%
36	Pochylnia dojściowa - za tamami	1400	1340	-4,29%
37	Ch-k odst. 1/VIII/389 - pomiędzy TW	140	300	53,33%
38	Ch-k podśc. 2/VIII/391 przed skrzyżowaniem z przec. tech. 2/VIII/391	2440	3505	30,39%
39	Ch-k podśc. 2/VIII/391 za skrzyżowaniem z przec. tech. 2/VIII/391	2240	2800	20,00%
40	Ch-k nadśc. 2/VIII/391 za skrzyżowaniem z przec. tech. 2/VIII/391	1200	1695	29,20%
41	Ch-k nadśc. 2/VIII/391 przed skrzyżowanie z chod. went. 1/VIII/391	1400	1905	26,51%
42	Ch-k podśc. 2/VIII/391 przed skrzyżowaniem z chod. went. 1/VIII/391	2536	3050	16,85%
43	Przecinka 1/VIII/391	4265	5085	16,13%
44	Chodnik 2fS od strony chodnika wentylacyjnego 1fS	2200	2006	-8,82%
45	Chodnik 2fS od strony chodnika południowego 2/385	860	770	-10,47%
46	Pochylnia wentylacyjna 2fS	7305	7411	1,43%

Kolorem żółtym w tabeli oznaczono wiersze, które określają punkty pomiarowe na schemacie stanowiące straty powietrza na drodze jego prowadzenia do chodnika odstawczego 1/VI/389 czyli do miejsca zabudowania układu testowego ,,regulacji ujemnej powietrza''. Są to przecinki stanowiące tzw. ,,krótkie spięcia wentylacyjne'' czyli straty świeżego powietrza prze tamy wentylacyjne pomiędzy chodnikami doprowadzającymi i odprowadzającymi powietrze w rejonie jak również pozostałe wyrobiska w których ilość przepływającego powietrza jest o wiele wyższa od

wymaganej ilości. Można zaobserwować procentowy spadek strat powietrza przy pracy „regulacji ujemnej powietrza'' czyli uzyskana korzyść w zakresie zmniejszenia zbędnych strat.

Natomiast kolorem błękitnym w tabeli oznaczono wiersze, które określają punkty pomiarowe na schemacie stanowiące drogę prowadzenia powietrza do rejonu docelowego w którym żądano uzyskać większe wydatki ilościowe. Można zaobserwować procentowy wzrost ilości powietrza przy pracy „regulacji ujemnej powietrza'' czyli uzyskano zwiększenie wydatku ilościowego powietrza. Poniżej przedstawiono wykres porównawczy wybranych punktów pomiarowych na drodze prowadzenia powietrza do rejonu docelowego w dwóch wariantach przewietrzania wyrobisk.



Rys. 10. Ilości powietrza zmierzone w poszczególnych punktach podsieci wentylacyjnej pola Stefanów w układzie normalnego przewietrzania jak również w czasie pracy „regulacji ujemnej powietrza''[1].
Fig. 10. Air quantity measured in Stefanów field's split, "negative airflow regulation" system on and off [1].

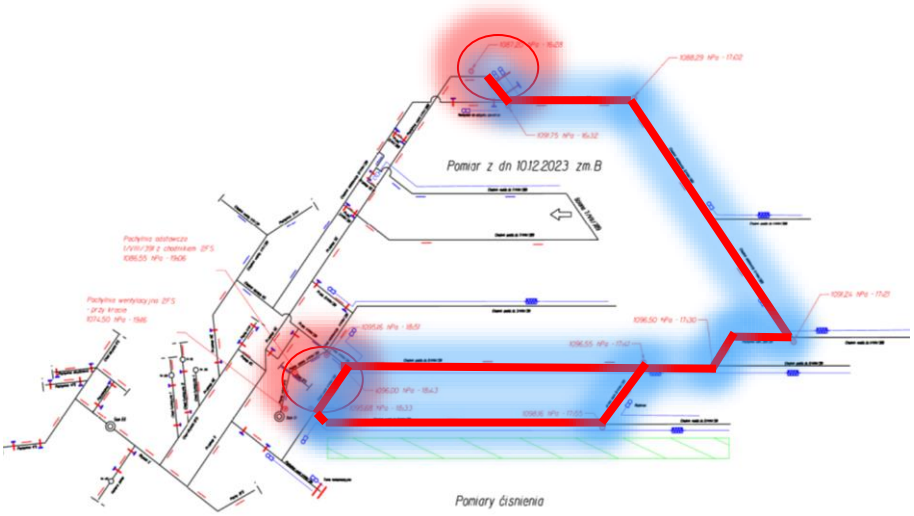
W przedstawionym powyżej rysunku nr 10 z analizowanych pomiarów uzyskano o 1065 m^3/min większej ilości powietrza w chodniku odstawczym 1/VIII/389 w porównaniu do normalnego układu przewietrzania wyrobiska zapewnianego pracą wentylatora głównego przewietrzania. Uzyskane mniejsze ilości powietrza w porównaniu do pomiarów z dnia 12.11.2023 roku z tytułu pogorszenia stanu jednego układu lutniociągu tłoczącego, który powodował dodatkowe opory dla wentylatora lutniowego.

Jednym z najistotniejszych czynników mających wpływ na jakość przewietrzania rejonów wentylacyjnych jest zapewnienie pewnego i stabilnego systemu przewietrzania wyrobisk. Stabilność układu jest to taka jego własność, że układ wyprowadzony ze stanu równowagi sam powraca do tego stanu. W przypadku sieci wentylacyjnej tak zdefiniowana stabilność nazywa się stabilnością kierunków przepływu [4]. Występuje również pojęcie stabilności prądu rejonowego, które ma nieco inne znaczenie. Wskaźnik stabilności prądu rejonowego określa jego odporność na zmiany w bocznicach rejonu, takie jak zmiany oporów bocznic i zmiany gęstości

powietrza w bocznicach. Inaczej mówiąc, prąd rejonowy jest tym bardziej stabilny im mniej zmienia się wartość strumienia masy (lub objętości) powietrza przewietrzającego przez rejon przy zmianach oporu lub gęstości powietrza w bocznicach rejonu. Na to, jak strumień masy powietrza w danej bocznicy reaguje na zmiany oporu lub gęstości powietrza w innej bocznicy sieci wskazują współczynniki wrażliwości [3].
W praktyce wentylacji kopalń najczęściej oblicza się wskaźnik mocy prądu. Na podstawie wskaźnika mocy prądu przyjmuje się następującą klasyfikację stabilności prądów:

- $N_f \geq 6000$ prąd bardzo mocny,
- $1200 \leq N_f < 6000$ prąd mocny,
- $240 \leq N_f < 1200$ prąd średni,
- $50 \leq N_f < 240$ prąd słaby,
- $N_f < 50$ prąd bardzo słaby.

Zagrożenie od danego prądu powietrza zależy od dyssypacji mocy w tym prądzie, przy czym im ona jest mniejsza tym zagrożenie jest większe. W sieci wentylacyjnej kopalni nie powinno się tolerować występowania bardzo słabych prądów powietrza, ponieważ w czasie zagrożenia metanowo - pożarowego mogą one stworzyć poważne zagrożenie dla załogi. Poniżej zamieszczono rysunek i linią czerwoną oznaczono rejon, w który przeprowadzono obliczenia mocy prądu w dwóch wariantach przewietrzania [2].



Rys. 11. Oznaczenie rejonu w którym wykonano obliczenia mocy prądu powietrza [1].
Fig. 11. Region where the air current power calculations were made [1].

Tabela 2. Wyniki obliczeń mocy prądu powietrza w dwóch wariantów przewietrzania wyrobisk [1].
Table 2. Results of calculations of air current power in two variants of ventilation of workings [1].

MOC PRĄDU POWIETRZA - REJON		Rejon A	Rejon B
Ciśnienie izentropowe wylot z rejonu	Pa	-2296	-2293
Ciśnienie izentropowe wlot do rejonu	Pa	-1884	-1505
Ilość powietrza	m3/min	1560	2625
Ilość powietrza	m3/s	26	44
Nf	**W**	**10712**	**34475**
delP	Pa	412	788
Moc prądu		Bardzo mocny	Bardzo mocny
Nf >6000	Bardzo mocny		
1200 Nf - 6000	Mocny		
240 Nf 1200	Średni		
50-Nf - 240	Słaby		
NF<50	Prąd bardzo słaby		

Wyniki obliczeń dla rejon A oznaczają układ przewietrzaniu wyrobisk prądem powietrza wytworzonym przez wentylator głównego przewietrzania natomiast rejon B są to wyniki obliczeń dla przewietrzania wyrobisk z zastosowaniem „regulacji ujemnej powietrza''. Można zauważyć wzrost o 23 763 W mocy prądu przewietrzającego rejon przy pracy dodatkowych wentylatorów.

4. WNIOSKI
4. CONCLUSIONS

1. Stwierdzono rozłożone podbieranie powietrza z większości bocznic wentylacyjnych, które zostało następnie skierowane w docelową drogę wentylacyjną zapewniając przewietrzanie wszystkich wyrobisk wymaganymi ilościami powietrza.
2. Stwierdzono znacznie mniejszy niż prognozowany przyrost temperatury powietrza spowodowany dodatkowym źródłem energii w postaci pracy baterii wentylatorów lutniowych. Z analizowanych pomiarów przyrost temperatury suchej wynosi 3,4ºC pomiędzy wlotem do wentylatorów a następnie powietrzem wpływającym do chodnika odstawczego 1/VIII/389.
3. Stwierdzono wzrost o 23 763 W mocy prądu przewietrzającego oczko wentylacyjne składające się z następujących chodników; chodnika odstawczego 1/VI/389, chodnika odstawczego 1/VIII/389, chodnika odstawczego 2/VIII/389, pochylni wentylacyjnej 389 - 391, chodnika podścianowego ściany 2/VIII/391, chodniku nadścianowym ściany 2/VIII/391, chodnika wentylacyjnego 1/VIII/391.
4. Stwierdzono że potencjał izotropowy pomimo pracy „regulacji ujemnej powietrza'' ma wartość ujemną co ciągle zapewnia warunek wentylacji ssącej dla kopalni węgla kamiennego w aspekcie zagrożenia metanowego.
5. Wartość potencjału przy szybie wydechowym jest nisza o około 100 Pa co poprawia efektywność energetyczną wentylatora głównego przewietrzania (przy niższym podciśnieniu wentylatora głównego na dół kopalni jest dostarczana odpowiednia ilość powietrza).
6. Ilość energii zużywana przez pracę wentylatorów zabudowanych w „regulacji ujemnej powietrza'' jest o wiele niższa niż energii jaką musiały by zużyć wentylatory głównego przewietrzania żeby uzyskać ten sam efekt w zakresie większej ilości powietrza.
7. Dostarczenie takiej samej ilości powietrza przez wentylator głównego przewietrzania jest niemożliwe bez wydrążenia równoległych dodatkowych bocznic wentylacyjnych zapewniających zmniejszenia oporów powietrza doprowadzanego do rejonu.
8. Stwierdzono że większość oporów na drodze prowadzenia świeżego powietrza od szybu wdechowego 2.2 do szybu wentylacyjnego 2.1 w polu VIII pokładu 389 i 391 występuje na odcinku od szybu 2.2 do chodnika odstawczego 1/VI/389 czyli do miejsca zabudowania układu

testowego „regulacji ujemnej powietrza’’. Potwierdza to trafność lokalizacji rozwiązania dla zmniejszenia oporów podsieci wentylacyjnej pola Stefanów zapewniając doprowadzenie do żądanego punktu większej ilości powietrza.

9. Stwierdzono że dla zapewnienia takiego samego efektu w zakresie ilości uzyskanej powietrza przez pracę dodatkowych wentylatorów wystarczyły by wentylatory o spiętrzeniu do 2000 Pa a nie zastosowane wentylatory o spiętrzeniu maksymalnym 3850 Pa. Mniejsze parametry techniczne wentylatorów w zakresie spiętrzenia gwarantują mniejsze moce silników i mniejsze zużycie prądu oraz prawdopodobnie mniejszy przyrost temperatury powietrza.

7. LITERATURA
7. REFERENCES

[1] Projekty i dokumentacje techniczno-ruchowe LW „Bogdanka”, Bogdanka, 2023-2024 rok. Prace niepublikowane.

[2] Borowski M., Kuczera Z., Szmuk A.: Opracowanie analizy bezpiecznego przewietrzania nowo projektowanych wyrobisk korytarzowych i ścianowych w warunkach L.W. „Bogdanka’’ S.A. ze szczególnym uwzględnieniem zagrożeń aerologicznych. Kraków 2022 rok. Praca nie publikowana.

[3]Wacławik J.: Wentylacja kopalń t. I i II. Wydawnictwo AGH Kraków 2010.

[4] Dziurzyński W., Pałka T., Głuch B., Krach A., Ziemba A.: Opracowanie analizy bezpiecznego przewietrzania ścian o długościach powyżej 300m w warunkach L.W. „Bogdanka” S. A. ze szczególnym uwzględnieniem zagrożeń aerologicznych Kraków, 2020 rok. Praca nie publikowana.

Agencja Rozwoju Przemysłu S.A.

to spółka z ponad 30-letnim doświadczeniem na polskim rynku. Wspiera rozwój polskich firm finansując inwestycje i pomagając w procesach restrukturyzacyjnych.

ARP S.A. odegrała kluczową rolę w wolnorynkowej transformacji polskiej gospodarki. W najbliższych latach ma ambicje zostać jednym z liderów transformacji energetycznej. Nowa strategia ARP S.A. – „Czysty przemysł" – stawia na inwestycje w morską energetykę wiatrową, przemysł wodorowy i technologie kosmiczne.

Centrum monitorowania górnictwa

Katowicki Oddział ARP S.A.:

- monitorujemy zmiany w sektorze górnictwa
- wspieramy administrację rządową
- publikujemy analizy eksperckie
- wspieramy inicjatywy zagospodarowania terenów pogórniczych
- działamy na rzecz transformacji sektora paliwowo-energetycznego
- monitorujemy wydatkowanie środków budżetowych na procesy związane z likwidacją kopalń węgla kamiennego, siarki oraz soli
- monitorujemy, weryfikujemy i kontrolujemy wydatkowanie środków budżetowych w ramach Nowego Systemu Wsparcia

Obszary działania katowickiego Oddziału ARP S.A.:



Górnictwo niewęglowe | **Górnictwo węglowe** | **Statystyka**

POLSKI RYNEK WĘGLA



Polskirynekwegla.pl – centrum wyspecjalizowanej informacji o górnictwie węgla kamiennego.

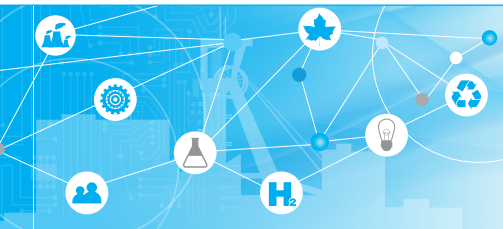
Publikujemy:

- przekrojowe informacje o sektorze górnictwa węglowego – zarówno historyczne, jak i te najbardziej aktualne, agregowane na bieżąco ze wszystkich spółek i kopalń działających na polskim rynku wydobywczym.
- miesięczne Indeksy Rynku Węgla Energetycznego, które stanowią grupę wskaźników cen wzorcowego węgla energetycznego, produkowanego przez krajowych producentów i sprzedawanego na krajowym rynku energetycznym (Indeks PSCMI 1) oraz na krajowym rynku ciepła (Indeks PSCMI 2).

Złota Seria

Oferujemy sprzedaż cyklicznych raportów tematycznych, dotyczących różnych aspektów działalności sektora górnictwa węgla kamiennego i brunatnego w Polsce.





Górnictwo
informacje
analizy
sprawozdania

Oddział **KATOWICE**

BECKER-WARKOP S.P. Z O.O.
UL. PRZEMYSŁOWA 11
44-266 ŚWIERKLANY
POLAND

WWW.BECKER-MINING.COM.PL
CONTACT@BECKER-MINING.COM.PL

ENG +48 32 432 99 38
POL +48 32 432 99 40

becker® MINING SYSTEMS



SYSTEMY ŚCIANOWE



VOLTER

CIĄGNIK AKUMULATOROWY



LGA 190

LOKOMOTYWA AKUMULATOROWA



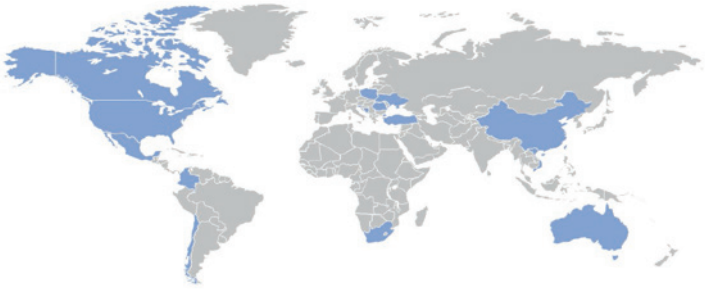
CS4008H

STACJA KOMPAKTOWA ENDIS 4.0

- SYSTEMY TRANSPORTU
- ELEKTROMOBILNOŚĆ
- WYPOSAŻENIE ŚCIAN
- ZASILANIE I KONTROLA
- KOMUNIKACJA I IDENTYFIKACJA
- PROJEKTOWANIE i SERWIS

becker WARKOP
SYSTEMY DLA GÓRNICTWA

A PART OF THE BECKER MINING SYSTEMS GROUP OF COMPANIES



Tytuł referatu: Zastosowanie ognioszczelnych stacji kompaktowych średniego napięcia 6kV produkcji Elgór+Hansen S.A. w PGG S.A. KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit.

Paper title: Application of the flame-proof medium-voltage 6kV compact stations produced by Elgór+Hansen S.A. in PGG S.A. KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit mine.

Marcin Bogdański
Michał Popiołek
PGG S.A. KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit

Grzegorz Pałka
Ireneusz Stasiak
Elgór+Hansen S.A.

STRESZCZENIE: Czynnikiem mającym bezpośredni wpływ na pewność zasilania maszyn górniczych jest aparatura rozdzielcza, instalowana w sieciach średniego napięcia podziemnych zakładów górniczych. W referacie przedstawiono rozwiązania urządzeń średniego napięcia firmy Elgór+Hansen S.A. w wykonaniu przeciwwybuchowym spełniające wymagania dyrektywy ATEX. Przedstawiono również konstrukcje oraz przykłady zastosowania stacji kompaktowych średniego napięcia (6kV), wykorzystywanych w kopalnianej sieci elektroenergetycznej w PGG S.A. KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit.

ABSTRACT: A factor having a direct impact on the reliability of power supply to mining machinery is switchgear installed in the medium-voltage networks of underground mines. The paper presents solutions for medium-voltage equipment manufactured by Elgór+Hansen S.A. in explosion-proof execution meeting the requirements of the ATEX directive. The paper also presents the design and application of medium-voltage (6kV) compact substations used in the mine's power network at PGG S.A. KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit.

SŁOWA KLUCZOWE: ognioszczelne pole rozdzielcze, rozdzielnica.

KEYWORDS: flameproof distribution switchgear, switchgear

WSTĘP

Czynnikiem mającym bezpośredni wpływ na pewność zasilania maszyn górniczych jest nieodzownie aparatura rozdzielcza, instalowana w sieciach SN podziemnych zakładów górniczych. Firma Elgór+Hansen jako producent, od 30 lat rozszerza ciągle swoją ofertę o nowe produkty dostosowując je do potrzeb klienta. Bazując na dotychczasowych doświadczeniach w konstruowaniu aparatury elektrycznej na napięcie zasilania 3,3kV i 6,0kV, wykorzystywanej do zasilania wysokowydajnych kompleksów ścianowych oraz rozdziału energii w kopalnianych sieciach rozdzielczych, w referacie przedstawiono różne możliwe zastosowania stacji kompaktowych na napięcie 6kV, które są dopełnieniem dotychczasowej szerokiej oferty produktowej firmy Elgór+Hansen S.A. Przedstawiono również wykorzystanie ich w PGG S.A. KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit, gdzie z powodzeniem są eksploatowane. Głównym atutem jest ich niezawodność pracy, zastosowany system zabezpieczeń, wykorzystana aparatura poprawiająca efektywność pracy służb elektrycznych oraz zapewniony wysoki poziom bezpieczeństwa.

1. OGNIOSZCZELNA STACJA KOMPAKTOWA - OPIS

Ognioszczelna stacja kompaktowa EH-d03-W/6,0/II/... jest autonomicznym łącznikiem elektroenergetycznym mającym zastosowanie w podziemnych górniczych sieciach rozdzielczych i sieciach oddziałowych średniego napięcia /6kV/ z izolowanym punktem neutralnym transformatora zasilającego.

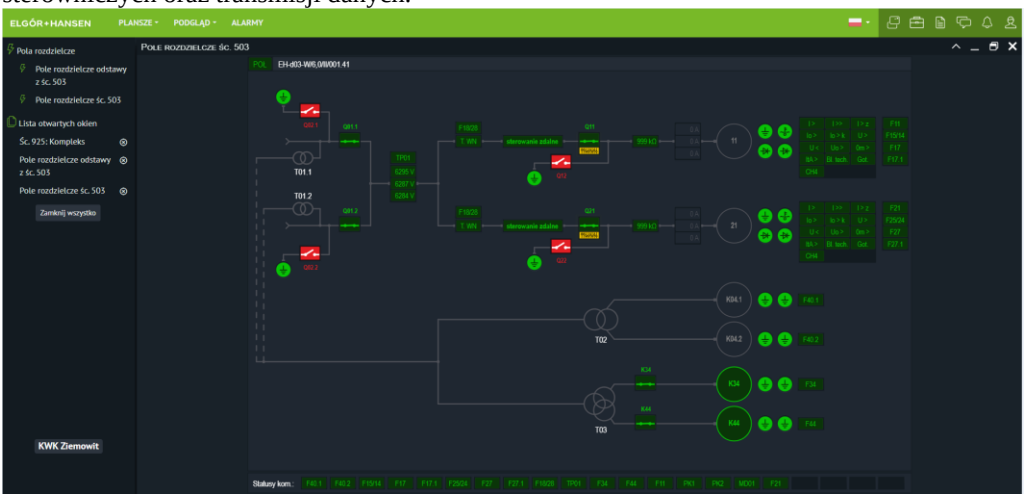
Stacja kompaktowa jest urządzeniem w wykonaniu przeciwwybuchowym i zgodnie z polskimi przepisami wykonawczymi Prawa Geologicznego i Górniczego, może być instalowany w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych niemetanowych i metanowych, ze stopniem „a", „b", „c" zagrożenia metanowego, oraz klasy A i B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego. Stacja EH-d03-W/6,0/II/... opracowana została z wykorzystaniem doświadczenia w konstrukcji poprzedniej wersji w wykonaniu jednotorowym serii EH-d03-W/6,0/I/... W nowym rozwiązaniu wprowadzono oczekiwaną przez dotychczasowych użytkowników możliwość podłączenia do komory dopływowej dwóch źródeł zasilania. Układ taki daje użytkownikowi możliwość praktycznie bezprzerwowego zasilania, poprzez szybkie przełączania pomiędzy dostępnymi niezależnymi źródłami zasilania oraz w sytuacjach awaryjnych na sprzężenie tych źródeł między sobą. Układ pracy przy sprzężonych zasilaniach urządzenia dopuszczalny jest, tylko jeżeli pozwala na to układ sieci elektroenergetycznej, w której zainstalowana jest ognioszczelna stacja kompaktowa, a nastawy zabezpieczeń urządzeń zasilających urządzenie nie przekraczają jego dopuszczalnych parametrów znamionowych.

Urządzenie wyposażone jest w wskaźnik monitorujący niezgodność faz w przypadku zasilania z dwóch różnych źródeł zasilania napięciem 6kV.

Każdy z odpływów stacji kompaktowej jest w pełni chroniony przez zestaw zabezpieczeń i przekaźników realizujących następujące funkcje:

- zabezpieczenia nadmiarowo prądowe,
- zabezpieczenia ziemnozwarciowe,
- zabezpieczania napięciowe,
- kontrolę ciągłości uziemienia zasilanego odbiornika,
- kontrolę ciągłości ekranu kabla/przewodu oponowego zasilającego odbiornik,
- monitoring czujników temperaturowych w zasilanym odbiorniku,
- kontrolę rezystancji izolacji instalacji zasilanej ze stacji kompaktowej, poprzez układ próby izolacji doziemnej współpracujący z zabezpieczeniem upływowym blokującym.

Wszystkie zabezpieczenia, przekaźnik i układy kontrolne urządzenia podłączone są do koncentratora danych wyposażonego w wyświetlacz graficzny. Poprzez wziernik ognioszczelny użytkownik na bieżąco może obserwować informacje wyświetlane na koncentratorze. Poprzez zabudowany w koncentratorze port komunikacyjny istnieje możliwość pełnej wizualizacji parametrów pracy stacji kompaktowej, parametryzacji zabezpieczeń łącznie ze zdalnym kasowaniem ich zadziałania, oraz realizacji funkcji sterowniczych (załączanie i wyłączanie odpływów) z nadrzędnego systemu dyspozytorskiego.
Ognioszczelna stacja kompaktowa wyposażona jest w układ sterownia lokalnego i zdalnego (poprzez zewnętrzne pulpity lub interfejs transmisji danych) oraz możliwość podłączenia zewnętrznych blokad technologicznych. Opcjonalne separatory iskrobezpieczne zabudowane na zewnątrz komory odpływowej umożliwiają podłączenie do stacji zewnętrznych obwodów sterowniczych oraz transmisji danych.



Rys. 1 Przykładowy widok wizualizacji stacji kompaktowej EH-d03-W/6,0/II/... w PGG S.A. KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit
Fig.1 Example visualization view of a compact station EH-d03-W/6,0/II/... in PGG S.A. KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit "

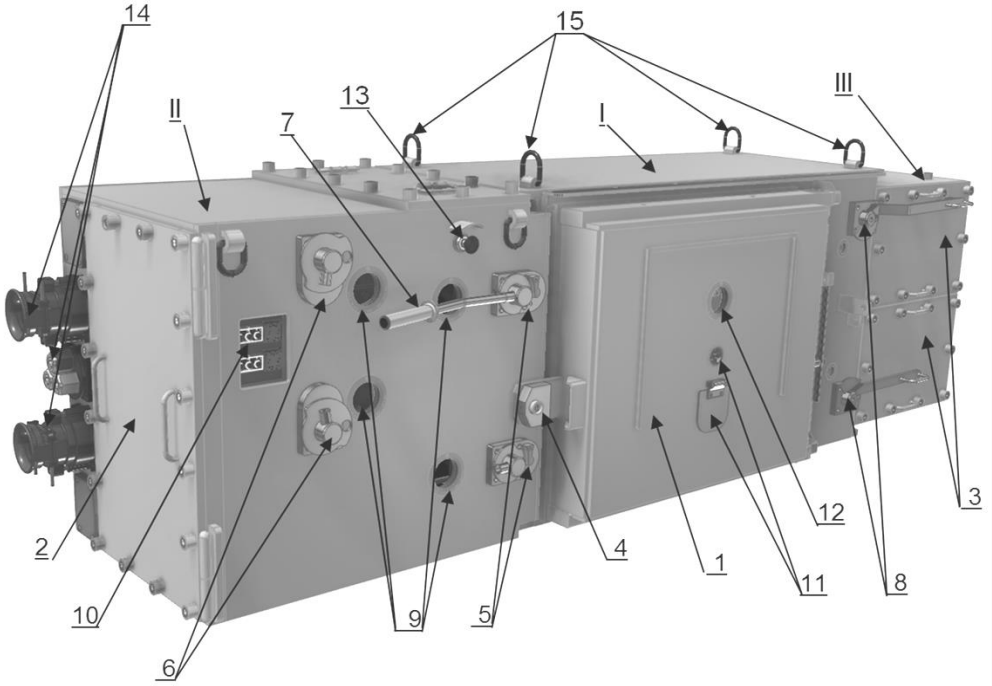
2. BUDOWA STACJI KOMPAKTOWEJ

Ognioszczelna stacja kompaktowa wykonana jest w oparciu o osłonę ognioszczelną składającą z trzech połączonych ze sobą komór:

- Komorę dopływową - zawierającą zaciski przyłączowe obwodów głównych z możliwością podłączenia kabli i/lub przewodów oponowych, rozłączniki izolacyjne, uziemniki, transformatory potrzeb własnych, zaciski przyłączowe obwodów pomocniczych.
- Komorę główną - zawierającą wyłączniki i uziemniki obwodów głównych, aparaturę kontrolno-pomiarową, zabezpieczenia elektroenergetyczne i przekaźniki pomocnicze.
- Komorę odpływową, podzieloną na dwa niezależne przedziały ognioszczelne - zawierające zaciski przyłączowe obwodów głównych z możliwością podłączenia kabli i/lub przewodów oponowych, oraz zaciski przyłączowe obwodów sterowniczych i pomocniczych.

Obwód główny w komorze dopływowej składa się z dwóch niezależnych torów zasilających komorę główną, a każdy tor wyposażony jest w rozłącznik izolacyjny, uziemnik szybki oraz transformator potrzeb własnych. Uziemniki podłączone są od strony zasilania urządzenia

i posiadają blokadę elektromechaniczną przed załączeniem na sieć będącą pod napięciem. Stan zamknięcia uziemników odzwierciedlony jest przez łączniki krańcowe, których obwody mogą zostać podłączone do urządzeń zasilających stację kompaktową w celu blokowania załączenia napięcia na uziemione przyłącza stacji.
Stacja kompaktowa posiada dwa niezależne i w pełni zabezpieczone odpływy. Każdy z odpływów wyposażony jest w zabudowane w komorze głównej aparatury: wyłącznik mocy i uziemnik szybki, uziemiający instalacje od strony odpływu. Komora odpływowa składa się z dwóch niezależnych przedziałów do których dostęp możliwy jest tylko po załączeniu uziemnika konkretnego odpływu. Cechą charakterystyczną i dającą przewagę nad konkurencyjnymi rozwiązaniami jest możliwość dostępu do jednego przedziału odpływowego bez konieczności wyłączania odbiorników zasilanych z drugiego przedziału.



Rys. 2 Rysunek poglądowy stacji kompaktowej EH-d03-W/6,0/II/...
Fig.2 Exemplary drawing a compact station EH-d03-W/6,0/II/...

I - Komora główna
II - Komora dopływowa
III - Komora odpływowa (dwa przedziały ognioszczelne)
1 - Pokrywa komory głównej
2 - Pokrywa komory dopływowej
3 - Pokrywy przedziałów odpływowych
4 - Blokada pokrywy komory głównej

5 - Tarcze napędu rozłączników
6 - Tarcze napędu uziemników na dopływie
7 - Dźwignia napędu aparatów na dopływie
8 - Dźwignie napędów uziemników na odpływie
9 - Wziernik do obserwacji stanu rozłączników/uziemników
10 - Wziernik wskaźników napięcia i niezgodności faz
11 - Manipulator/wieloprzycisk
12 - Wziernik wyświetlacza koncentratora
13 - Bistabilny przycisk dłoniowy awaryjnego wyłączenia
14 - Wpusty kablowo/przewodowe
15 - Uchwyt transportowy

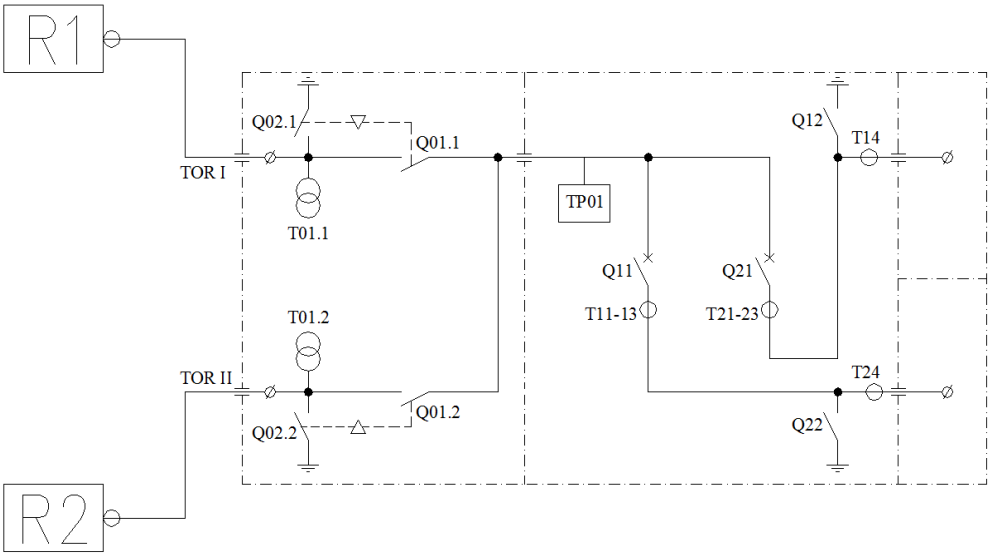
3. OPIS DZIAŁANIA I OBSŁUGI STACJI KOMPAKTOWEJ

Do obsługi stacji kompaktowej służy między innymi manipulator/wieloprzycisk oraz wyświetlacz koncentratora danych. Za pomocą przycisków manipulatora użytkownik wykonuje następujące czynności:
- próby działania i kasowanie zadziałania zabezpieczeń i układów kontrolnych stacji,
- załączanie i wyłączanie wyłączników głównych,
- realizację funkcji przycisków nawigacyjnych koncentratora danych, a przez to jego pełną obsługę,
- dostęp do poszczególnych stron interfejsu użytkownika,
- parametryzację zabezpieczeń,
- wybór rodzaju sterowania.

Na wyświetlaczu koncentratora użytkownik może obserwować między innymi:
- schemat synoptyczny obwodów głównych stacji kompaktowej,
- bieżące wartości pomiarów napięcia, prądów, mocy, energii,
- wartości nastaw zabezpieczeń elektroenergetycznych,
- stan działania zabezpieczeń i układów kontrolnych stacji.

Dostęp do poszczególnych funkcji dostępnych poprzez koncentrator blokowany jest poprzez hasła dostępu dedykowane dla różnych poziomów uprawnień użytkownika.
Po podaniu napięcia na jeden z dwóch dopływów stacji kompaktowej zasilony zostaje transformator potrzeb własnych i układ blokady załączenia uziemnika na dopływie. Po zamknięciu rozłącznika w zasilanym dopływie i przełączeniu łącznika napięcia potrzeb własnych, zasilone zostają wszystkie podzespoły stacji kompaktowej. Łącznik napięcia potrzeb własnych można także załączyć w pozycji otwartej rozłącznika (stan otwarcia jest wtedy blokowany) realizując tym samym tzw. „próbę sterowania”. Próba ta umożliwia załączanie wyłączników głównych bez podawania napięcia na odpływy stacji. Użytkownik po wybraniu w interfejsie koncentratora danych wymaganego poziomu dostępu, poprzez zatwierdzenie wyboru wymaganym hasłem, może dokonać wyboru rodzaju sterowania urządzeniem, edytować i parametryzować nastawy zabezpieczeń oraz aktywować układy kontrolne stacji kompaktowej. Położenie zestyków wszystkich aparatów obwodu głównego można obserwować poprzez wzierniki ognioszczelne oraz na schemacie synoptycznym wyświetlacza koncentratora danych,

a stan występowania napięcia na zaciskach dopływowych stacji sygnalizowany jest na wskaźnikach napięcia w komorze dopływowej.
Przestawienia pozycji rozłączników oraz uziemników od strony dopływu dokonuje się poprzez dźwignię umieszczaną w tarczy napędu konkretnego aparatu, natomiast uziemniki zainstalowane na odpływach posiadają własne niedemontowalne dźwignie napędów ręcznych. Pozycje zamkniętych uziemników oraz otwartych rozłączników mogą być blokowane poprzez montaż np. kłódek blokujących przełączenie napędu.



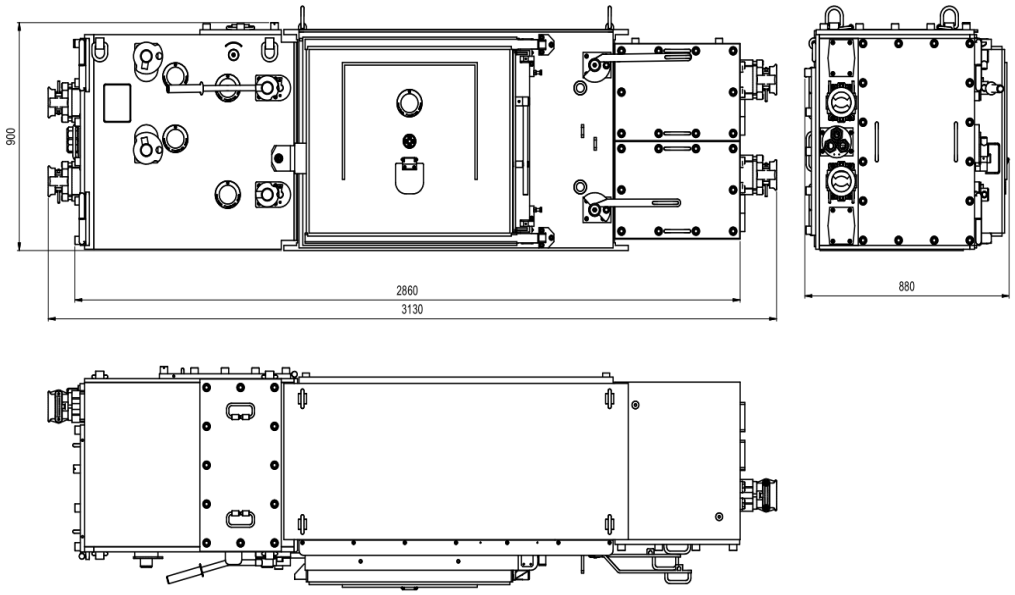
Rys. 3 Przykładowy schemat stacji kompaktowej EH-d03-W/6,0/II/...
Fig. 3 Exemplary diagram of a compact station EH-d03-W/6,0/II/...

R1, R2	-	Dwa niezależne źródła zasilania 6kV
Q11, Q21	-	Wyłącznik główny
Q01.1, Q01.2	-	Rozłącznik izolacyjny
Q02.1, Q02.2 Q12, Q22	-	Uziemnik szybki
T01.1, T01.2	-	Transformator potrzeb własnych
T11-13, T21-23	-	Przekładnik prądowy
T14, T24	-	Przekładnik ziemnozwarciowy
TP01	-	Układ pomiaru napięcia

4. GABARYTY I DANE ZNAMIONOWE STACJI KOMPAKTOWEJ

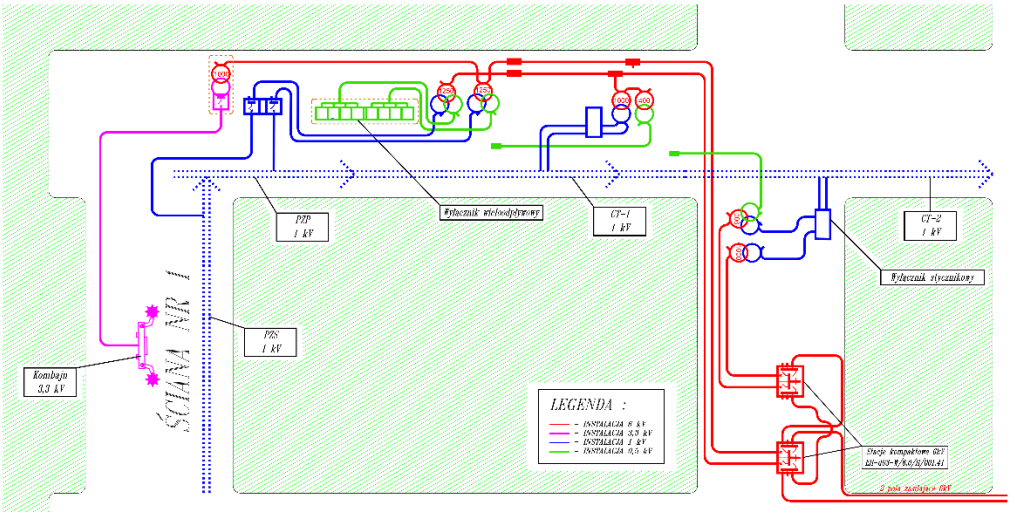
Tab. 1.Parametry techniczne

Typ	*EH-d03-W/6,0/II/...*
Znamionowe napięcie izolacji Ui	*do 6600V AC*
Znamionowe napięcie łączeniowe Ue	*do 6600V AC*
Najwyższe napięcie robocze	*7200V AC*
Częstotliwość napięcia zasilania f	*50/60Hz*
Znamionowy prąd obciążenia Ie	*630A*
Znamionowy prąd ciągły pojedynczego odpływu	*400A*
Znamionowy prąd zwarciowy	*20kA*
Znamionowy prąd szczytowy wytrzymywany	*50kA*
Moc zwarciowa przyłączanych sieci	*100MVA*
Ilość torów zasilających prądowych	*2*
Ilość odpływów głównych	*2*
Masa	*ok. 2600kg*



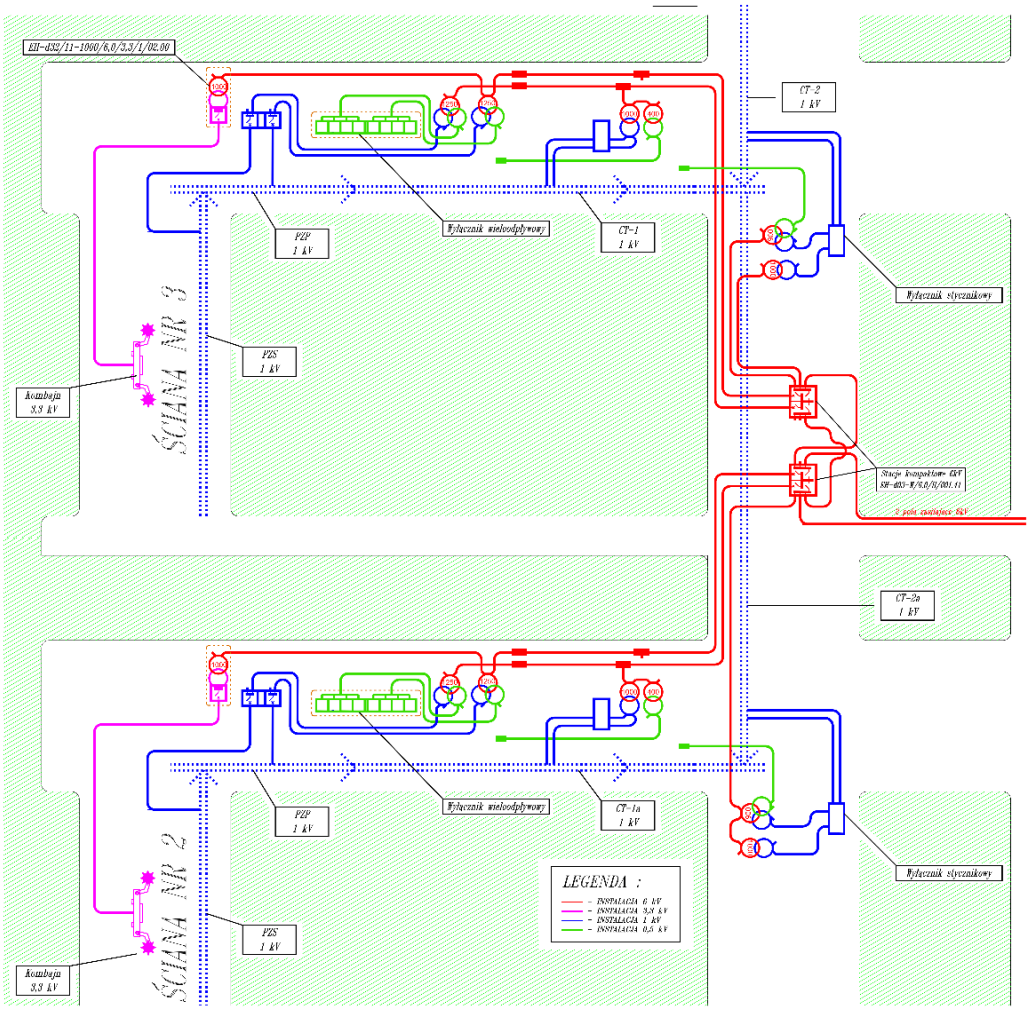
Rys. 4 Maksymalne wymiary stacji kompaktowej typu EH-d03-W/6,0/II/...
Fig. 4 Maximum dimension of a compact station EH-d03-W/6,0/II/...

5. PRAKTYCZNE ZASTOSOWANIE STACJI KOMPAKTOWYCH W KWK PIAST -ZIEMOWIT RUCH ZIEMOWIT



Rys. 5.1 Wykorzystanie stacji kompaktowych na napięcie 6kV typu EH-d03-W/6,0/II/001.42 do zasilania ściany wydobywczej nr 1.

Fig. 5.1 Use of 6kV compact station type EH-d03-W/6,0/II/001.42 for power supply mining wall no. 1.



Rys. 5.2 Wykorzystanie stacji kompaktowych na napięcie 6kV typu EH-d03-W/6,0/II/001.42 do zasilania ściany wydobywczej nr 2 oraz nr 3.

Fig. 5.2 Use of 6kV compact station type EH-d03-W/6,0/II/001.42 for power supply mining wall no. 2 and no. 3.

Zaletami takiego układu zasilania jest:

- możliwość szybkiego przełączania zasilania ściany bez wykonywania czynności łączeniowych,
- możliwość zasilania ściany jednym kablem zasilającym,
- niewielkie gabaryty urządzenia,
- brak konieczności zastosowania dwóch osobnych pól rozdzielczych 6kV,
- możliwość pracy zdalnej wyłącznika manewrowego (sterowanie z powierzchni),
- możliwość wykonania testu wysokonapięciowego.

6. WNIOSKI

Aktualna sytuacja w przemyśle wydobywczym nie daje pewności co do stabilnej przyszłości polskiego górnictwa. Ciągłe dążenie do obniżenia kosztów bieżących oraz podniesienia pewności i niezawodności stosowanych w zakładach górniczych urządzeń, powinno determinować inwestorów do poszukiwania rozwiązań dających właśnie takie długofalowe efekty. Naprzeciw oczekiwaniom dzisiejszych inwestorów, w zakresie aparatury elektroenergetycznej budowy przeciwwybuchowej, wychodzi firma Elgór+Hansen S.A. Oferowane przez E+H urządzenia służące między innymi do rozdziału energii elektrycznej, dają potencjalnym użytkownikom szerokie możliwości ich adaptacji w swoich zakładach. Proponowana przez E+H stacja kompaktowa, dzięki swojej konstrukcji umożliwiającej podłączenie dwóch źródeł zasilania, daje użytkownikom możliwości szybkiej reakcji na zanik napięcia i powrót zasilania do odbiorników 6kV, stanowiących strategiczne urządzenia pod kątem bezpieczeństwa eksploatacji w zakładach górniczych. Stacja kompaktowa może być ponadto instalowana w ogólnie dostępnych pomieszczeniach ruchu zakładu górniczego, podobnie jak urządzenia niskonapięciowe, bez konieczności budowy specjalnych zamykanych komór, wnęk czy siatek. Kopalnia KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit oprócz tradycyjnych zastosowań stacji związanych z rozdziałem energii elektrycznej z powodzeniem wykorzystuje dodatkowe ich funkcjonalności m.in. zapewnienie praktycznie bezprzerwowego zasilania urządzeń kompleksów ścianowych, dzięki zastosowaniu dwóch niezależnych źródeł zasilania napięciem 6kV i możliwości pracy wszystkich odbiorników przy wykorzystaniu zasilania tylko jednego źródła zasilania w przypadku awarii lub prac przeglądowych, konserwacyjnych na drugim źródle zasilania. Dzięki temu pozwalają one na zwiększenie efektywności pracy służb elektrycznych. Dodatkowym atutem jest możliwość pozwalająca zdiagnozować nieprawidłowy stan rezystancji izolacji zasilanego odcinka sieci elektroenergetycznej bez potrzeby stosowania i przyłączania dodatkowego osprzętu. Skrócenie czasu lokalizacji uszkodzonego odcinka sieci średniego napięcia jest ważnym aspektem ruchowym.

Ognioszczelne stacje kompaktowe 6kV zostały również przyłączone do nadrzędnego systemu wizualizacji EH-SmartMine, za który firma Elgór+Hansen zdobyła pierwsze miejsce w kategorii Innowacyjne technologie na Międzynarodowych Targach Górnictwa, Przemysłu Energetycznego i Hutniczego. System w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit wykorzystywany jest zarówno do wizualizacji parametrów stacji kompaktowych jak i do wizualizacji kompleksów. Poprzez odpowiedni poziom dostępu oprócz wizualizacji system pozwala również na parametryzację stacji kompaktowych. Zastosowane sterowniki polowe posiadają również możliwość realizacji funkcji sterowniczych z nadrzędnego systemu sterowania.

Firma Elgór+Hansen S.A. od lat stosuje w swoich konstrukcjach podzespoły zapewniające wysoki poziom bezpieczeństwa i niezawodność eksploatacji, a ponadto dzięki doświadczonej kadrze inżynierskiej oraz dostępnemu całodobowo 24/365 serwisowi, jest w stanie szybko reagować na wszelkie sytuacje wynikające często z ciężkich warunków eksploatacyjnych w jakich przyszło pracować aparaturze elektroenergetycznej.

Firma Elgór+ Hansen nieustannie realizuje oraz jest otwarta na realizację nowych projektów wg wysokich wymagań klientów krajowych jak i również zagranicznych. Zrealizowane dotychczas inwestycje krajowe i dla podmiotów gospodarczych innych państw, pokazują, że wysoki poziom techniczny, poprawność rozwiązań technicznych i poziom obsługi klienta, dają firmie pewną pozycję na rynku aparatury elektroenergetycznej dla górnictwa, a potencjalnym klientom, pewność, że współpraca z firmą Egór+Hansen da wymierne korzyści techniczne i ekonomiczne.

LITERATURA

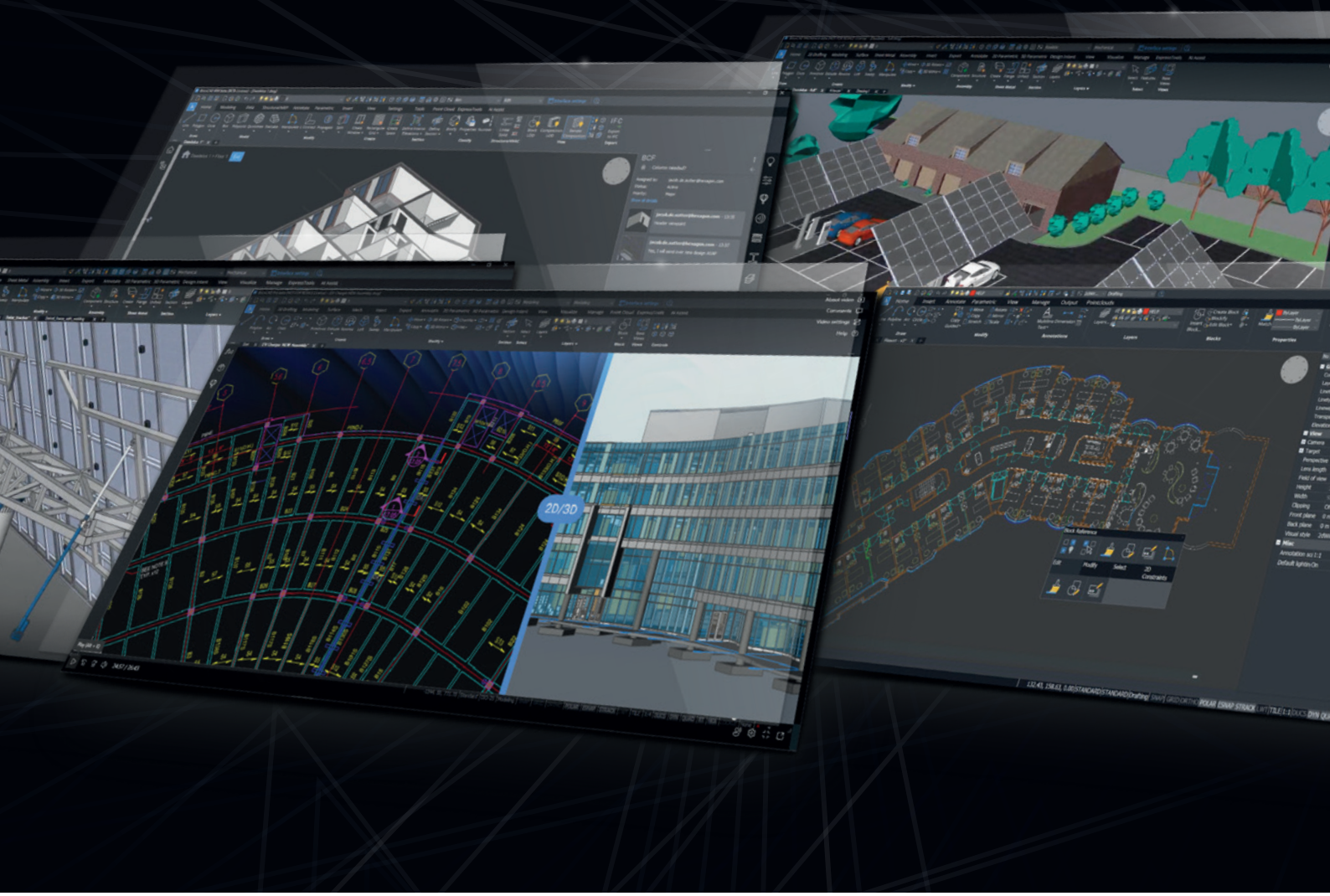
1. Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. - Prawo geologiczne i górnicze (Dz. U. z 2023 r. poz. 633, t.j., z późniejszymi zmianami).
2. Rozporządzeniem Rady Ministrów z dnia 30 kwietnia 2004 r. w sprawie dopuszczania wyrobów do stosowania w zakładach górniczych (Dz. U. Nr 99, poz. 1003, z późniejszymi zmianami).
3. Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 roku w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych. (Dz. U. Z 2017 r. poz. 1118, z późniejszymi zmianami).
4. Rozporządzenie Ministra Rozwoju z dnia 6 czerwca 2016 r. w sprawie wymagań dla urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w atmosferze potencjalnie wybuchowej (Dz. U. z 2016 r. poz. 817).
5. Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 28 sierpnia 2019 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy przy urządzeniach energetycznych. (Dz. U. z 2021 r. poz. 1210, t.j.).
6. Instrukcja obsługi i bezpiecznego użytkowania stacji kompaktowej w osłonie ognioszczelnej typu EH-d03-W/6,0/II/001.42
7. Gluziński W., Krasucki F.: Elektryfikacja podziemi kopalń węgla. Część 1. Podstawy elektryfikacji oraz urządzenia i sieci wysokonapięciowe. Wydawnictwo Śląsk Katowice 1996
8. Macierzyński D., Stasiak I., Jędruś T. - Rola urządzeń zasilających w organizacji bezpieczeństwa eksploatacji maszyn i urządzeń górniczych (Problemy Bezpieczeństwa i Ochrony Zdrowia w Polskim Górnictwie, 2011).

Application of the flame-proof medium-voltage 6kV compact stations produced by Elgór+Hansen S.A. in PGG S.A. KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit mine.

ABSTRACT: A factor having a direct impact on the reliability of power supply to mining machinery is switchgear installed in the medium-voltage networks of underground mines. The paper presents solutions for medium-voltage equipment manufactured by Elgór+Hansen S.A. in explosion-proof execution meeting the requirements of the ATEX directive. The paper also presents the design and application of medium-voltage (6kV) compact substations used in the mine's power network at PGG S.A. KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit.

BricsCAD®

Innowacyjny i intuicyjny CAD do projektowania 2D, 3D, BIM i Mechanical oraz potężna chmura CDE



Bricsys® Elite Partner

Vector Software Sp. z o.o. | Al. Jerozolimskie 181a | 02-222 Warszawa
bricscad@vectorsoftware.pl

www.vectorcad.pl

ROZWIĄZANIA OBUDOWY ŁPzm W TRUDNYCH WARUNKACH GEOLOGICZNO – GÓRNICZYCH
(konstrukcje, badania, zastosowania)

Sławomir Brózda , Robert Siewierski, Andrzej Mikołaj
Dremex Sp z o.o.

Piotr Głuch
PRO-KOM, Ornontowice

STRESZCZENIE: Zapewnienie stateczności wyrobisk górniczych w trudnych warunkach geologiczno - górniczych wymaga stosowania obudów o zwiększonej nośności przy zapewnionej podatności konstrukcji tak, aby zaistniała współpraca obudowy z górotworem zapewniająca wysoką stateczność i użyteczność wyrobiska.

Obudowa ŁPzm (łukowa podatna zmodyfikowana) jako konstrukcja posiada wiele rozwiązań pozwalające ją dobrać do istniejących warunków geologiczno – górniczych jako 4-ro, 5-cio, 6-cio częściowe, zamknięte i otwarte oraz o podwyższonej konstrukcji umożliwiającej zamkniecie obudowy do kształtu kołowego.

Badania stanowiskowe prowadzone w skali 1:1 wykazały, że konstrukcja obudowy ŁPzm uzyskuje wysoką nośność zsuwną przy stosowaniu sekwencji dokręcania strzemion uwzględniającej przyleganie kształtowników na złączu do siebie. Wykształtowanie łuków (długości i promieni), długości zakładek, kształtu odrzwi daje wysokie nośności pozwalające przenosić wysokie obciążenia.

Doświadczenia ruchowe stosowania obudowy ŁPzm z kształtowników V32 i V36 ze stali S565W wykazały wysoką stateczność wyrobisk zwłaszcza przy równomiernych obciążeniach z koniecznością wzmocnienia poprzez przykotwianie odrzwi jak i wzmacnianie górotworu wokół wyrobiska.

Na podstawie doświadczeń górniczych w referacie scharakteryzowano przydatność odrzwi obudowy ŁPzm w zróżnicowanych warunkach geologicznych z przedstawieniem sposobu ich doboru i technologii wykonania.

SŁOWA KLUCZOWE: górnictwo, obudowa górnicza, stateczność wyrobiska

1. WPROWADZENIE

Systemy obudowy wyrobisk można podzielić ze względu na konstrukcję:
- system chroniący przekrój, (obudowy sztywne, o ograniczonej podatności np. szyby, komory, wyrobiska specjalistyczne),
- system chroniący konstrukcję do których należy głównie obudowy ŁP, która ulega zsuwom na złączach przed wystąpieniem deformacji.

Innym podziałem są systemy obudowy ze względu na sposób oddziaływania na górotwór:
- obudowy podpierające,
- obudowy kotwiące,
- inne (odgradzające, izolujące, sklejające, podtrzymujące, osłaniające)

Systemy te aktualnie w wielu przypadkach są niewystarczające dla zapewnienia stateczności wyrobiska górniczego i wymagają poprawy głównie w zakresie zwiększenia nośności,

Do niekorzystnych właściwości obudów podporowych podatnych typu ŁP stanowiących podstawowy typoszereg odrzwi stosowanych w polskich kopalniach węgla kamiennego należy zaliczyć:

- Niska nośność zsuwna odrzwi obudowy w stanie podatnym w stosunku do nośności maksymalnej badanej w stanie usztywnionym. Liczne badania wykazują jej stosunek o wielkości od 0,3 do 0,55.
- Konstrukcja łuków nie pozwala praktycznie dla danej wielkości odrzwi zmienić jej kształt i gabaryty,
- Łukowy kształt w części stropnicowej zbliżony do kształtu kołowego o znacznej wyniosłości w górotworze uwarstwionym prowadzi do znacznego odsłaniania skał od strony ociosu (słabych skał nad pokładem węgla) i wytwarzania się pustek ociosowych poszerzających szerokość wyrobiska w stropie,
- Deformacja odrzwi poprzez zsuwy na złączach jest trudna do kontroli, ze względu na problemy kontroli momentu dokręcenia nakrętek śrub strzemion zwłaszcza na złączach łuków stropnicowych. Dokręcenie śrub strzemion złącz łuków stropnicowych jest trudne do wykonania z tyłu przodku ze względu na zabudowane wyposażenie wyrobiska jak i dostęp,
- Kształt łukowy typu ŁP jak i gabaryty typoszeregu jest trudny do wykorzystania do konstrukcji połączeń wyrobisk korytarzowych w postaci skrzyżowań prostych czy ukośnych,
- Łukowy kształt w części stropowej wyrobiska jest technologiczne trudny do kotwienia miedzy odrzwiami i wytworzenia efektywnego wzmocnienia np. w postaci belki skalnej, która powstaje w wyrobisku o kształcie prostokątnym,
- Odrzwia obudowy łukowej dla przykotwienia za pomocą kotwi linowych do wysokich struktur górotworu wymagają jak wykazała praktyka stosowania specjalnie ukształtowanych podciągów dających prawidłowe usytuowanie kotwi,
- Łukowy kształt odrzwi w chodnikach przyścianowych w którego przekroju występuje pokład węgla o małej grubości prowadzi do konieczności wybierania znacznej wielkości skały płonnej zanieczyszczającej środowisko,
- Stosowane konstrukcje strzemion zwłaszcza typu SD i SDO nie gwarantują równomiernych i na wysokim poziomie wartości nośności zsuwnej i ulegają obluzowaniu, co wymaga, co najmniej ich dwukrotnego dokręcania. Pierwszy raz przy montażu i drugi raz z tyłu przodku korzystnie po pierwszym zsuwie. Często przed skrzyżowaniem ściana chodnik i za skrzyżowaniem,
- Występują problemy rozmieszczenia urządzeń wyposażenia w przekroju chodnika i możliwości powtórnego wykorzystania go dla drugiej ściany,
- Łukowy kształt w części stropnicowej stwarza problemy przy stosowaniu do utrzymania skrzyżowania ściana - chodnik sekcji obudowy zmechanizowanej.

Wymienione mankamenty są przyczyną poszukiwania i projektowania innych konstrukcji obudów w zakresie ich kształtu, rozmieszczenia złącz łuków, liczby strzemion na odrzwiach, sposobów wzmocnienia itp.

Do mankamentów stosowania obudowy kotwiowej w górnictwie polskim należą między innymi:

- niska poprawa wzmocnienia stropu przez kotwienie wokół wyrobiska, wyeliminowania stosowania kotwi prętowych bez naciągu (podkładki bardzo często nie przylegają do obrysu wyłomu,
- nie stosuje się pełnego wklejenia kotwi w otworze, bez stosowania klatek na długości

kotwi,
- kotwy strunowe są z gładkich strun nie związanych z górotworem,
- przykotwienie odrzwi poprzez krótkie podciągi nie wzmacnia górotworu,
- kotwienie za kombajnem, gdy górotwór się odprężył jest mało efektywne.

W praktyce poszukiwane są nowe systemy obudowy jak np. rozwiązania obudów ŁPSp, ŁPSpA, ŁPSpW, ŁPSpN, ŁPSpP, ŁPSp3R lub zmodyfikowane obudowy ŁPzm.

2. ROZWIĄZANIE OBUDOWY ŁUKOWEJ PODATNEJ ZMODYFIKOWANEJ OTWARTEJ ŁPzm

Odrzwia łukowe podatne zmodyfikowane mogą być wykonane jako:

- odrzwia ŁPzm – V/TH70/4 –ro częściowe,
- odrzwia ŁPzm – V/TH70/5- cio częściowe.
- odrzwia ŁPzm – V/TH70/6- cio częściowe.

Odrzwia typoszeregu ŁPzm są wykonywane z kształtownika:
- V32 lub V36 = wg normy PN-H-93441 3:2004
- TH70/36, TH70/40, TH70/42, TH70/44 – wg DIN 21530-:2016-05

2.1.Odrzwia 4-ro częściowe

Odrzwia obudowy ŁPzm-V/TH70 – czteroczęściowe są wykonywane jako konstrukcja w skład której wchodzą dwa łuki stropnicowe i dwa łuki ociosowe, które po złożeniu na siebie odpowiednich odcinków skręcane są za pomocą strzemion śrubami z odpowiednim momentem dokręcenia. Łuki są cięte i wyginane na odpowiedni wymiar przynależy do danej wielkości odrzwi. Ogólny schemat konstrukcji odrzwi obudowy ŁPzm-V/TH70 z opisem i charakterystycznymi wielkościami odrzwi przedstawiono na rysunku 2.1.

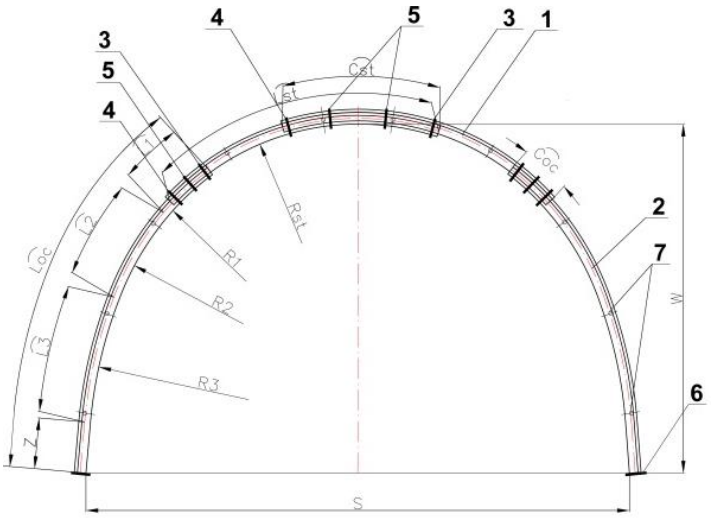
Konstrukcja obudowy posadowiona jest na stopach podporowych lub w przypadku, gdy wytrzymałość skał spągowych jest odpowiednio wysoka bezpośrednio na spągu.

Odrzwia obudowy typoszeregu ŁPzm charakteryzują się tym, że proste odcinki łuków ociosowych odrzwi są rozchylone na zewnątrz w stronę ociosu wyrobiska.

Wysokość odrzwi została wyznaczona tak, aby była zbliżona do podstawowych wysokości odrzwi obudowy ŁP.

Szerokość odrzwi wynika z podziału na wysokości odrzwi o podstawowej wielkości i wysokości, która odpowiada:

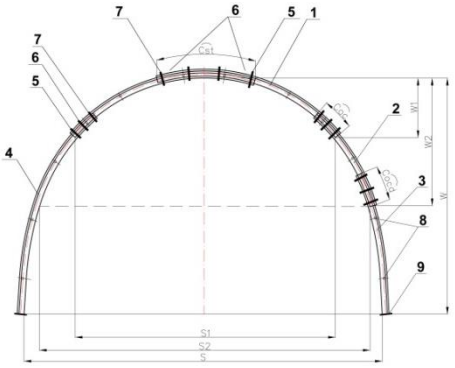
- S = 5600mm, W = 4000mm,
- S = 6000mm, W = 4100mm,
- S = 6400mm, W = 4100mm,
- S = 6550mm, W = 4200mm,
- S = 6700mm, W = 4400mm,
- S = 7000mm, W = 4600mm,
- S = 7200mm, W = 4700mm,
- S = 7400mm, W = 4700mm,
- S = 7800mm, W = 4700mm,
- S = 8400mm, W = 4700mm.



Rys.2.1. Odrzwia czteroczęściowe ŁPzm-V/TH70
1 - łuk stropnicowy, 2 - łuk ociosowy, 3 – strzemię górne, 4 – strzemię dolne, 5 – strzemię środkowe, 6 – stopa podporowa, 7 – rozpory stalowe dwustronnego działania.

2.2. Odrzwia 5-cio częściowe

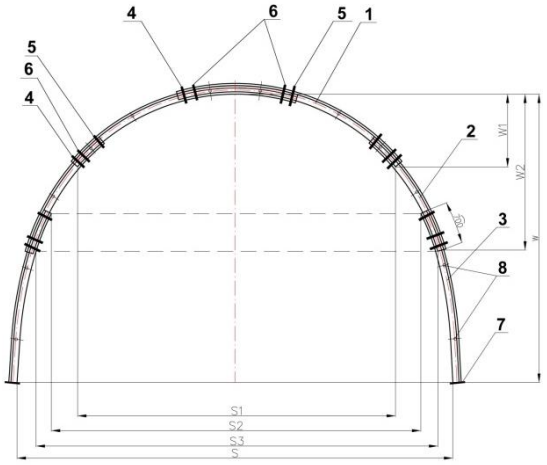
Konstrukcję obudowy 5-cio częściowej ŁPzm-V/TH70/5 przedstawiono na rysunku 2.2. W konstrukcji obudowy 5-cio częściowej ŁPzm-V/TH70 /5 łuk ociosowy ze względów technologicznych został podzielony na dwie części. Podział łuku ułatwia demontaż łuków ociosowych w przypadku konieczności prowadzenia nowego wyrobiska lub zabudowę łuków za ścianą ze zwiększoną zakładką



Rys.2.2. Odrzwia pięcioczęściowe ŁPzm-V/TH70/5
1 - łuk stropnicowy, 2 - łuk ociosowy górny, 3 – łuk ociosowy dolny, 4 – łuk ociosowy niedzelony 5 – strzemię dolne, 6 – strzemię środkowe, 7 - strzemię górne 8 – rozpory stalowe dwustronnego działania. 9 – stopa podporowa

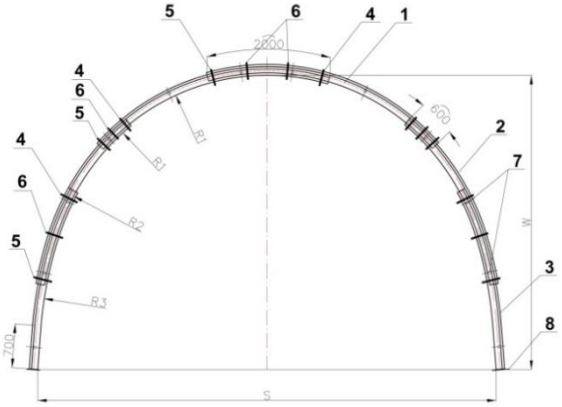
2.3. Odrzwia 6-cio częściowe

Konstrukcja obudowy 6-cio częściowej ŁPzm-V/YH70/6 została przedstawiona na rysunkach:
- 2.3 odrzwia z zakładką dolną łuków ociosowych o wielkości C_{ocd} = 700mm,
- 2.4 odrzwia z zakładką dolną łuków ociosowych o wielkości C_{ocd} = 1600mm.



Rys.2.3. Odrzwia sześcioczęściowe ŁPzm-V/TH70/6 (C_{ocd} = 700mm)
1 - łuk stropnicowy,
2 - łuk ociosowy górny,
3 – łuk ociosowy dolny,
4- strzemię dolne,
5 – strzemię górne,
6 – strzemię środkowe,
7 – stopa podporowa,
8 – rozpory stalowe dwustronnego działania.

Dodatkowy podział łuków ociosowych pozwala uzyskać korzystne właściwości technologiczne przy wykonywaniu obudowy jak i udostępnianiu nowego wyrobiska z jednej lub z dwóch stron ociosu. Usytuowanie złącz ociosowych pozwala przy zsuwach wzmocnić konstrukcję obudowy po usztywnieniu.



Rys.2.4. Odrzwia sześcioczęściowe ŁPzm-V/TH70/6 (C_{ocd} = 1600mm),
1 - łuk stropnicowy,
2 - łuk ociosowy górny,
3 – łuk ociosowy dolny,
4 - strzemię dolne,
5 – strzemię górne,
6 – strzemię środkowe,
7 – stopa podporowa,
8 – rozpory stalowe dwustronnego działania.

3. ROZWIĄZANIE OBUDOWY ŁUKOWEJ PODATNEJ ZMODYFIKOWANEJ ZAMKNIĘTEJ ŁPzmZ

Odrzwia łukowe podatne zmodyfikowane zamknięte mogą być wykonane jako:
- odrzwia ŁPzmZ – V/TH70/4/2 zamknięte dwoma łukami kołowymi,
- odrzwia ŁPzmZ – V/TH70/4/3 zamknięte trzema łukami kołowymi,
- odrzwia ŁPzmZ – V/TH70/4/4 zamknięte czteroma łukami o kształcie półelipsy.

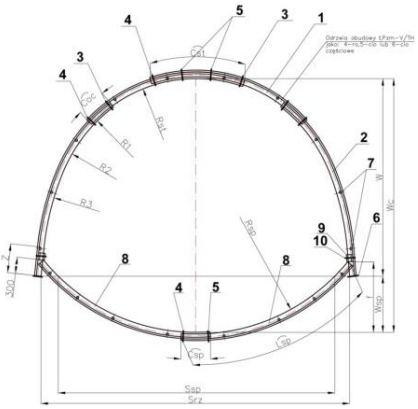
Odrzwia typoszeregu ŁPzmZ są wykonywane z kształtownika V32 ,V36, TH70/36, TH70/40, TH70/42, TH70/44.

Rozwiązanie ogólne obudowy przedstawiono na rysunkach 3.1, 3.2, 3.3.

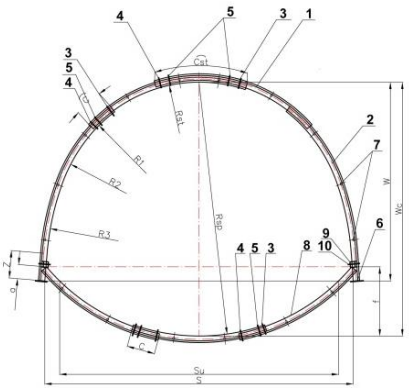
W części stropnicowo – ociosowej obudowa jest wykonana z konstrukcji otwartej ŁPzm-V/TH70/4 posadowionej na stopach podporowych.

Część spągowa jest wykonana z dwóch, trzech lub czterech łuków połączonych strzemionami.

Przy stosowaniu do zamknięcia dwóch lub trzech łuków są onewsparte na łukach ociosowych w sposób stykowy, a od góry mają ograniczoną swobodę ruchu przez zabudowany odcinek prostki z kształtownika, z którego jest wykonany łuk ociosowy skręcony do niego strzemieniem SD36 lub SDO36. Przy czterech łukach są one bezpośrednio skręcane z łukami ociosowymi. Stabilizację poprzeczną połączenia stanowią rozpory łączące odrzwia między sobą, które są zakładane w rejonie połączenia w odległości nie większej jak 0,5m.



Rys.3.1. Odrzwia obudowy podatnej zmodyfikowanej zamkniętej ŁPzmZ-V/TH70 dwoma łukami (liczba strzemion na złączach łuków spągnicowych uzależniona od warunków geologiczno-górniczych)
1 – łuk stropnicowy, 2 – łuk ociosowy,
3 – strzemię górne, 4 – strzemię dolne,
5 – strzemię środkowe, 6 – stopa podporowa,
7 – rozpory stalowe dwustronnego działania,
8 – łuk spągnicowy, 9 – prostaka V/TH70-120,
10 – strzemię środkowe

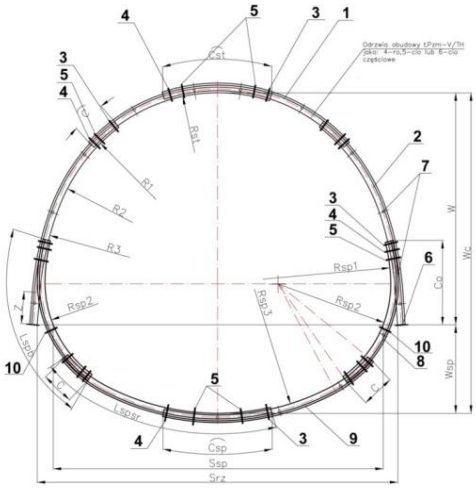


Rys.3.2. Odrzwia obudowy podatnej zmodyfikowanej zamkniętej ŁPzmZ-V/TH70/4/3
1 - łuk stropnicowy, 2- łuk ociosowy,
3 – strzemię górne, 4 – strzemię dolne,
5 – strzemię środkowe, 6 – stopa podporowa,
7 – rozpory stalowe dwustronnego działania,
8 – łuk spągnicowy, 9 – prostaka V/TH70-120, 10- strzemię środkowe

4. ROZWIĄZANIE OBUDOWY ŁUKOWEJ PODATNEJ ZMODYFIKOWANEJ ŁPzm WZMOCNIONEJ

Rozwiązanie obudowy ŁPzm wzmocnionej zaprojektowano jako obudowy podporowej przykotwionej, z przykotwianiem łuków poprzez:

- zabudowę wzdłuż obudowy podciągów z otworami przez, które prowadzone jest przykotwienie,
- wykonane w stropnicach otworów lub łukach ociosowych przez, które prowadzone jest przykotwienie.



Rys.3.3. Odrzwia obudowy podatnej zmodyfikowanej zamknięta ŁPzmZ-V/TH70/4/4 czteroma łukami
1 – łuk stropnicowy, 2 – łuk ociosowy, 3 – strzemię górne, 4 – strzemię dolne, 5 – strzemię środkowe, 6 – stopa podporowa, 7 – rozpory stalowe dwustronnego działania, 8 – łuk spągnicowy- boczny (ociosowo – spągnicowy), 9 – łuk spągnicowy środkowy, 10 – strzemię z prostką V/TH70 ograniczające deformację poprzeczną kształtownika. (Liczba strzemion na złączach łuków zależna od warunków geologiczno – górniczych)

Przykotwienie poprzez otwory wykonane w łukach stropnicowych może być realizowane poprzez:

- jedną kotew budowaną w osi odrzwi i przechodzącą przez złącze stropnicowe, (rys.4.1),
- dwie kotwy budowane za złączem środkowym w odległości Cst + 100mm, wzmocnione odcinkami kształtownika V32/V36/TH70 dla odrzwi ŁPzm-V/TH70/4. (rys.4.2.)

Nakładki z kształtownika V/TH70 są nakładane na łuk w chwili zabudowy kotwi. Otwory w łuku należy wykonać o średnicy:

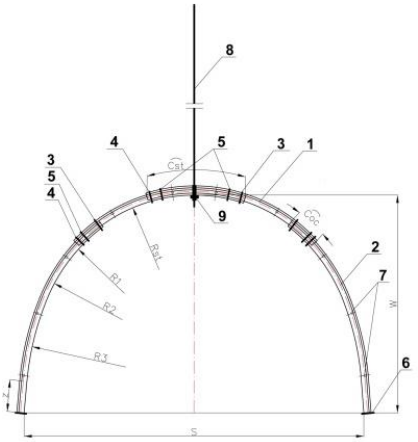
- dla kotwi o średnicy pręta do 25mm – otwór ϕ 32 do 36mm,
- dla kotwi o średnicy pręta, liny lub tulei do ϕ 36mm – otwór ϕ 38 do 40mm,
- dla kotwi o średnicy pręta, liny lub tulei do ϕ 42mm – otwór ϕ 43 do 45mm.

Stosowanie obudowy ŁPzm przykotwionej jako konstrukcji podporowo – kotwiowej musi być opracowane przez uprawnionego rzeczoznawcę przez Prezesa WUG do spraw ruchu zakładu górniczego w zakresie grupy XIII – obudowy kotwowe, i grupy XIV – obudowy szybów.

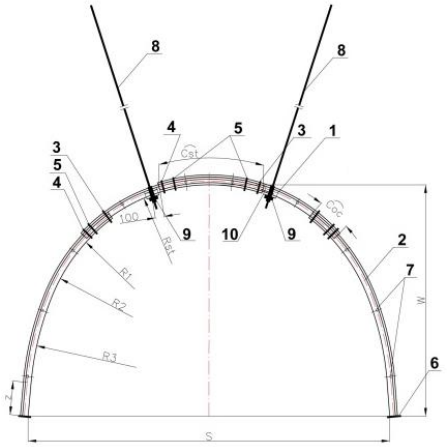
Innym rozwiązaniem wzmocnienia obudowy podporowej jest wykonanie jako stalowo - betonowa (SB), i stalowo - kotwiowe - betonową (SKB). W rozwiązaniu dla obudowy SB (rys, 4.3. 4.4) beton natryskowy nanoszony jest na obudowę w dwóch fazach:

Faza I – po wykonaniu odrzwi na wysokość łuków ociosowych z przeprowadzeniem zabiegu iniekcji mlekiem cementowym. Zaleca się stosować beton natryskowy klasy C40/50 z makrowłóknami polimerowymi. Grubość betonu minimum 10 do 15 cm, tak, aby uzyskać pełne pokrycie kształtownika betonem.

Faza II – realizowana jest po wykonaniu wyrobiska i stabilizacji przemieszczeń (wymagane jest prowadzenie pomiarów i obserwacji). Beton natryskowy w fazie II powinien mieć małą grubość 2 do 4 cm z przeprowadzeniem iniekcji skał stropowych za obudową oraz iniekcji górotworu na głębokość min. 4m.

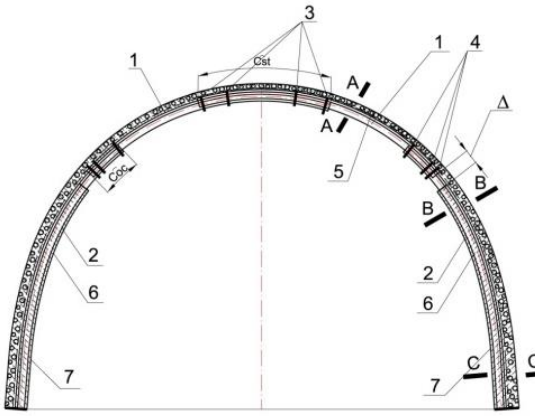


Rys.4.1. Odrzwia ŁPzm-V/TH70/4 – przykatwiane (otwory w stropnicy w połowie zakładki
1 - łuk stropnicowy, 2- łuk ociosowy, 3 – strzemię górne, 4 – strzemię dolne, 5 – strzemię środkowe, 6 – stopa podporowa, 7 – rozpory stalowe dwustronnego działania, kotew strunowa, 9- otwór w stropnicach w środku złącza.

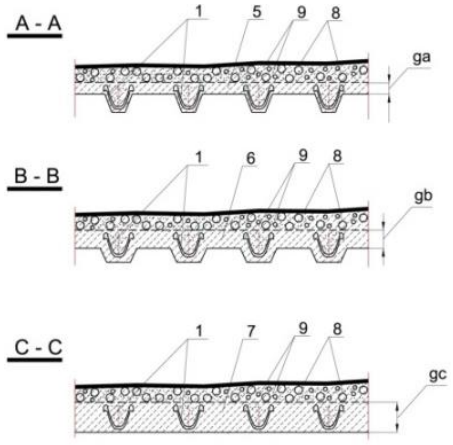


Rys.4.2. Odrzwia ŁPzm-V/TH70/4 – przykotwiane (otwory w stropnicy za zakładką łuków stropnicowych)
1- łuk stropnicowy z wkładką i otworami, 2- łuk ociosowy, 3 – strzemię górne, 4 – strzemię dolne,5 – strzemię środkowe, 6 – stopa podporowa, 7 – rozpory stalowe , 8- kotew strunowa, 9- otwór w stropnicach w środku złącza, 10 – nakładka z kształtownika V36-150

Należy pamiętać, że wykonany beton natryskowy na obudowę podporową z wykładką kamienną nigdy nie wypełni pustek za obudową. Nawet przy nakładaniu betonu natryskowego na ocios skalny zabezpieczony siatkami występują miejsca (powierzchnie) gdzie beton nie przylega do ociosu skalnego i powstają niekorzystne pustki (tzw „**cienie”**). Pustki za obudową należy zawsze wypełnić mleczkiem cementowym łącznie z przekrojem kształtownika od strony wewnętrznej. Rozwiązanie takie wielokrotnie zwiększy nośność konstrukcji obudowy i pozwoli ją bezpiecznie wykorzystać przez wiele lat.



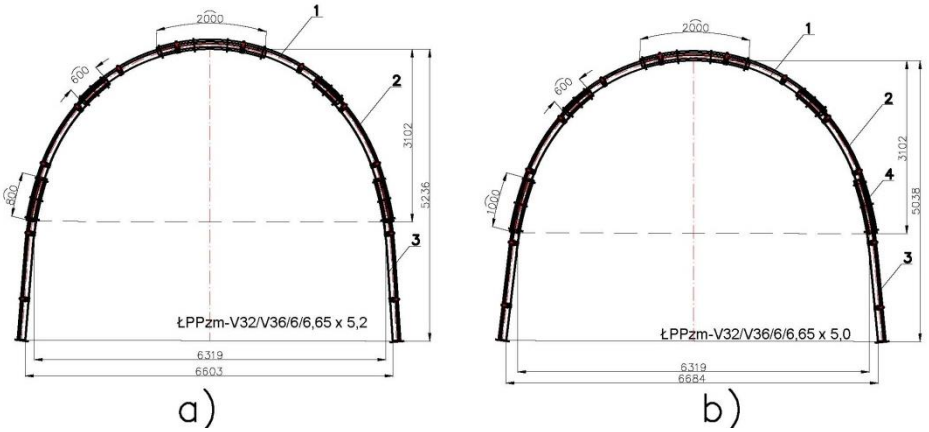
Rys.4.3. Obudowa stalowo-betonowa (SB) z betonem natryskowym z makrowłóknami oraz iniekcją mleczkiem cementowym za obudową
1 – łuk stropnicowy, 2 – łuk ociosowy, 3 – strzemiona łączące na złączach łuków stropnicowych, 4 – strzemiona łączące na złączach łuków stropnicowych i ociosowych, 5 – beton natryskowy zbrojony z makrowłóknami, 6 – beton natryskowy na łukach ociosowych w części górnej, 7 – beton natryskowy w części dolnej łuku ociosowego. A-A, B-B, C-C – na rysunku 4.4..



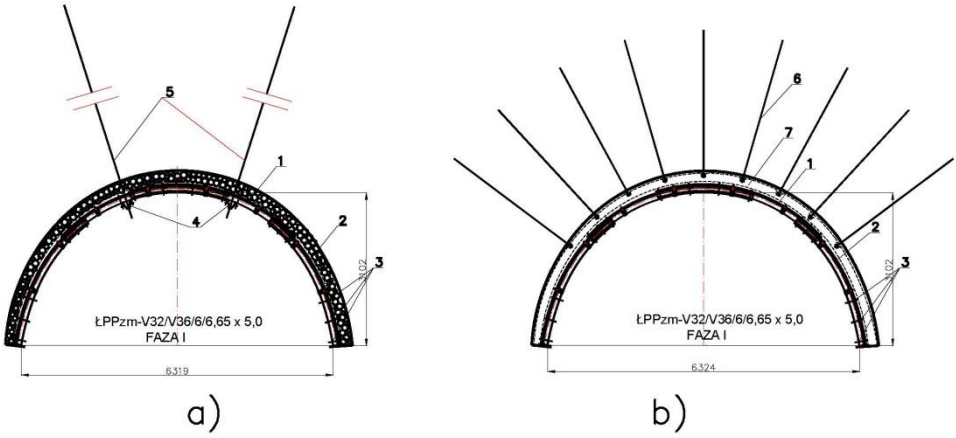
Rys.4.4. Przekroje przez obudowę stalowo-betonową (SB) z betonem natryskowym z makrowłóknami oraz iniekcją mleczkiem cementowym za obudową A-A - przekrój w części stropnicowej wyrobiska, o grubości g_a = od 2 do 4cm, B-B - przekrój w części ociosowej górnej, o grubości, g_b = od 4 do 7cm, C-C - przekrój w części ociosowej wyrobiska, o grubości g_c = od 12 do 16cm, 1 – łuk odrzwi, 5 – beton natryskowy zbrojony z makrowłóknami, 6 – beton natryskowy na łukach ociosowych w części górnej, 7 – beton natryskowy w części dolnej łuku ociosowego, 8 – wykładka kamienna, 9 – mleczko cementowe iniekowane za obudowę (b_n – beton natryskowy)

5. ROZWIĄZANIE OBUDOWY ŁUKOWEJ PODATNEJ ZMODYFIKOWANEJ PODWYŻSZONEJ OTWARTEJ ŁPPzm i ZAMKNIĘTEJ ŁPPzmZ

Dla typoszeregu odrzwi obudowy ŁPzm opracowano typoszerg odrzwi powyższonych o nazwie skróconej ŁPPzm w postaci odrzwi otwartych oraz w postaci odrzwi zamkniętych określonej nazwą ŁPPzmZ. Odrzwia zostały skonstruowane na bazie odrzwi 6-cio częściowych przez wydłużenie łuku ociosowego dolnego na odcinku prostki o 1,0m i podziale pozwalającym uzyskać korzystne wysokości dobierane w zależności od wymagań użytkowych wyrobiska. W zależności od długości zakładki łuków ociosowych (rys.5.1.) konstrukcja uzyskuje rozwarty kształt pozwalający przenosić zwiększone obciążenia ociosowe. W praktyce górniczej rozwiązanie może być wykonywane fazowo przez drążenie w pierwszej fazie wyrobiska zbudowanego z łuków stropnicowych i ociosowych górnych i w zależności od potrzeb jako konstrukcji przykotwianej lub jako konstrukcji podporowo – kotwowej z wykładką mechaniczną jak obrazuje to rysunek 5.2.

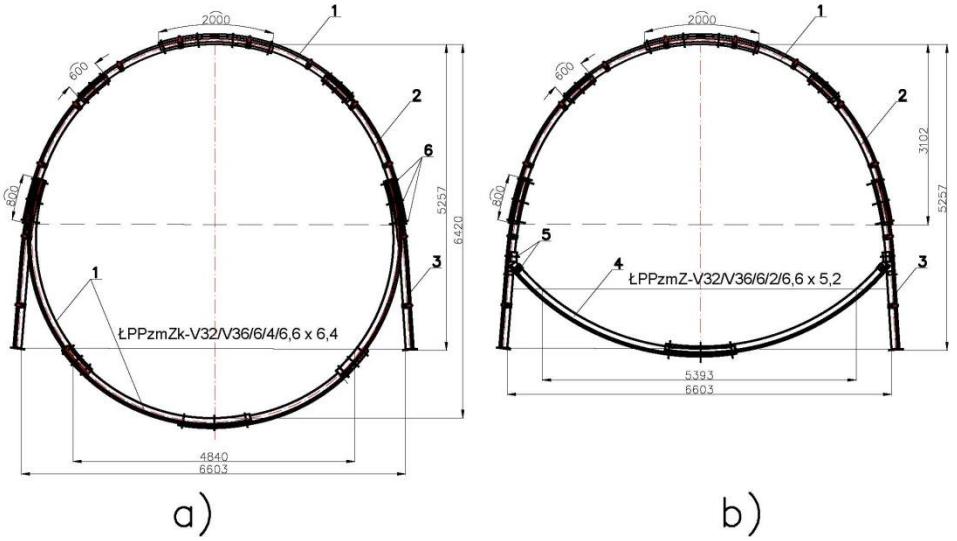


Rys.5.1. Rozwiązanie odrzwi obudowy podwyższonej ŁPPzm
a) zakładka łuków ociosowych 800mm, b) zakładka łuków ociosowych 1000mm,
1 – łuk stropnicowy, 2 – łuk ociosowy górny, 3 – łuk ociosowy dolny,
4 – zwiększona zakładka łuków ociosowych do 1000mm



Rys.5.2. Faza I wykonywania części górnej obudowy podwyższonej ŁPPzm
a) obudowa przykotwiona z wykładką kamienną b) obudowa podporowo - kotwiowa,
1 – łuk stropnicowy, 2 – łuk ociosowy górny, 3 – strzemiona z wydłużonymi śrubami 4 – podciąg do przykotwiana, 5 – kotwie strunowe iniekcyjne, 6 – kotwie prętowe, 7 – wykładka mechaniczna

Rozwiązanie konstrukcji obudowy podwyższonej zamkniętej ŁPPzmZ może być realizowane w postaci zamknięcia do konstrukcji kołowej jak na rysunku 5.3a z mocowaniem łuków spągnicowych do złącza ociosowego z strzemionami o wydłużonych śrubach, Łuki spągnicowe mogą być wykonywane z łuków stropnicowych przy zachowanej szerokości konstrukcji bez zwiększonego zaciskania od strony ociosu. Zamknięcie spągu może być też wykonane specjalnie dobranymi łukami spągnicowymi jak przedstawiono to na rysunku 5.3b.



Rys.5.3. Zamknięta konstrukcja obudowy podwyższonej ŁPPzmZ
a) obudowa zamknięta do kształtu kołowego, b) zamknięcie łukami spągnicowymi
1 – łuk stropnicowy (spągnicowy), 2 – łuk ociosowy górny, 3 łuk ociosowy dolny z prostką 4 łuk spągnicowy, 5 - złącze łuku spągnicowego z ociosowym, 6 – strzemiona z wydłużonymi śrubami

6. NOŚNOŚĆ ZSUWNA I GRANICZNA OBUDOWY ŁPzm

Na podstawie przeprowadzonych badań stanowiskowych [2] w skali 1:1 dla konstrukcji obudowy ŁPzm i ŁPzmZ nośność zsuwną F_N określona została w zależności od liczby zastosowanych strzemion i wielkości momentu dokręcenia nakrętek w tablicy 6.1, a dla odrzwi z przykotwieniem w tablicy 6.2

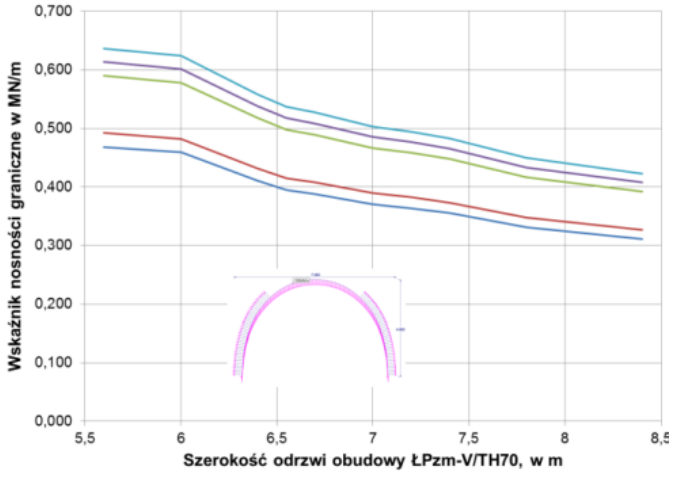
Tablica 6.1 Uśrednione nośności zsuwne z badań stanowiskowych dla odrzwi obudowy ŁPzm, ŁPzmZ

Lk.	Wyszczególnienie	wielkość	wielkość
1.	Liczba strzemion na złączach łuków stropnic.	4 sztuki	3 sztuki
2.	Liczba strzemion na złączu łuku stropnic. z ocios.	3 sztuki	2 sztuki
3.	Moment dokręcenia strzemion M_d	500 N·m	500 N·m
4.	Nośność zsuwna średnia F_N	850 kN	500 kN
5.	Nośność zsuw. średnia po drugim dokręceniu strzem. F_N	1100 kN	650 kN
6.	Nośność zsuwna maksymalna F_N	1200 kN	800 kN

Tablica .6.2 Nośności zsuwne z badań stanowiskowych dla odrzwi obudowy ŁPzm z przykotwieniem

Lk.	Wyszczególnienie	wielkość
1.	Odrzwia obudowy ŁPzm i ŁzmZ przykotwione jedną kotwią	F_N = 1200 kN
2.	Odrzwia obudowy ŁPzm i ŁzmZ przykotwione dwoma kotwiami	F_N = 1900 kN

Wykres wartości wskaźników nośności granicznej odrzwi określone teoretycznie dla obciąże-nia na całej szerokości przy wykładce mechanicznej za obudową podano na rysunku 6.1.



Rys.6.1. Wyk res wskaźników nośności gra-nicznej obudowy ŁPzm dla kształt-owni -ków (od dołu) - V32, - V36, - TH70/40, - TH70/42, - TH70/44 dla stali S560W

7. WNIOSKI KOŃCOWE

1. Obudowa ŁPzm i ŁPzmZ zaprojektowana z kształtowników ciężkich typu V32, V36, TH70/40, TH70/42, TH70/44 w wariancie odrzwi 4-ro częściowych, 5-cio częściowych i 6 –

cio częściowych, z możliwością zamknięcia spągu dwoma, trzema lub czteroma łukami może być stosowana w wyrobiskach liniowych, które stanowią wyrobiska korytarzowe jak i w wyrobiskach specjalnych:- komory, - wloty szybowe, - przecinki zbrojeniowe i inne.

W rozwiązaniu konstrukcji podwyższonej ŁPPzm odrzwia mogą być dobierane dla zwiększonej wysokości jako 6 – częściowe przy możliwości wykonywania w dwóch etapach, jak również odrzwi zamknięte do kształtu kołowego lub łukiem spągnicowym.

2. Rozwiązana konstrukcja z łukami o dobranym kształcie (łuk ociosowy gięty na długości trzema promieniami) zwiększonej długości zakładki na łukach stropnicowych, właściwym usytuowaniem strzemion, rozpór stabilizujących z możliwością przykotwienia i stosowania betonu natryskowego dla projektowanych gabarytów od szerokości 5,6m do 8,4m i wysokości od 3,0m do 4,7m posiada duże walory użytkowe dostosowane do trudnych warunków geologiczno – górniczych występujących na dużych głębokościach w kopalniach węgla kamiennego.

3. Przeprowadzone dotychczas badania stanowiskowe jak i analityczne wykazały wysoką nośność zsuwną obudowy w stanie podatnym jak i wysoką nośność w stanie granicznym przy stosowaniu stali o wysokich parametrach wytrzymałościowych S560W, S565W i momencie dokręcenia strzemion $M_d \geq 500$ N·m przy zapewnieniu wysokiego reżimu technologicznego pozwoli zapewnić stateczność wyrobisk górniczych przy rozstawach odrzwi od 0,75m do 1,25m. Przykładowe zastosowania przedstawiono na rysunku 7.1 do 7.3.



Rys.7.1. Widok przebudowanej Pochylni C-1 w ZG Sobieski



Rys.7.2. Widok przebudowanej Pochylni C-1 w ZG Sobieski z widokiem na odcinek zaciśniętego wyrobiska



Rys.7.3. Widok odrzwi obudowy w przecince zbrojeniowej N-1 w KWK „Pniówek”

LITERATURA

[1] Dokumentacja techniczno – ruchowa typoszeregu odrzwi obudowy ŁPzm-V/TH70 i ŁPzmZ-V/TH70 bez i z przykotwieniem DTR-01/02/DREMEX/2018 – Rudna Mała DREMEX Sp. z o.o.

[2] Raport z badania typoszeregu odrzwi obudowy ŁPzm-V/TH70 bez i z przykotwieniem. „PRO-KOM” Przedsiębiorstwo Projektowo – Wdrożeniowe Głuch Piotr, Ornontowice 2018

[3]. Głuch Piotr 2019 ŁPzm, ŁPzmZ _PRO - KOM

WZMOCNIONE ROZWIĄZANIA OBUDÓW ŁUKOWYCH SPŁASZCZONYCH ŁPSp, ŁPSpW, ŁPSpA, ŁPSpN, ŁPSp3R DLA PRAKTYKI ICH STOSOWANIA W TRUDNYCH WARUNKACH GEOLOGICZNO – GÓRNICZYCH GŁĘBOKICH KOPALŃ

Sławomir BRÓZDA, Beniamin SZCZEPANIEC, Mariusz ŻĄDŁO
DREMEX Sp. z o.o.

Piotr Głuch
PRO-KOM, Ornontowice

Streszczenie: Obudowy o konstrukcji spłaszczonej wykształtowane i po raz pierwszy zastosowane na szeroką skalę w kopalniach węgla kamiennego od ok. 2010 roku w której dla łukowego kształtu w stropie zwiększona jest zakładka złącza, a przejście na łuk ociosowy jest wykształtowane zmniejszonym promieniem gięcia z zakładką łuków pozwalającą przenosić wysokie obciążenia. Istotną cechą obudów spłaszczonych nowej generacji jest zwiększona nośność w stanie podatnym i sztywnym w stosunku do obudów o konstrukcji z przejściem ze spłaszczonej stropnicy łukiem kolankowym o małym promieniu i pojedynczym przekrojem, w którym dochodzi do dużej deformacji kształtownika przez jego rozwieranie i deformację obudowy do tzw. kształtu „macdonald".

Wzmocnienie konstrukcji obudowy można uzyskane zarówno przez:

- *ukształtowanie konstrukcji obudowy w zakresie promieni łuków, liczby łuków, długości zakładek, rozmieszczenia złącz na obwodzie konstrukcji, stabilizacji przestrzennej obudowy,*
- *powiązania obudowy z górotworem na całym obwodzie i zapewnienie korzystnej współpracy z górotworem pozwalającej wykorzystać parametry wytrzymałościowe konstrukcji,*
- *stosowanie kotwienia niskiego i/lub wysokiego pozwalające na wzmocnienie otaczającego górotworu wokół wyrobiska jak również podwieszenie konstrukcji obudowy do stabilnych warstw górotworu,*
- *wyprzedzające iniekowanie bez lub z żerdziowaniem struktur skalnych dla ich złączenia i usztywnienia przed wykonaniem zabioru przodku wyrobiska.*

Na podstawie doświadczeń górniczych w referacie scharakteryzowano przydatność rozwiązań wzmacniania konstrukcji obudów spłaszczonych dla trudnych warunków praktyki górniczej celem uzyskania wymiernych efektów użytkowych, bezpieczeństwa, i ekonomicznych.

1. WSTĘP

Dla zwiększenia stateczności wyrobisk i obudowy dla warunków dużej głębokości w warunkach polskiego górnictwa węgla kamiennego opracowano szereg innowacyjnych rozwiązań obudów specjalnych dla wyrobisk korytarzowych, komorowych, przecinek ścianowych i innych.

Firma DREMEX, ETG przy współpracy z wyższymi uczelniami i jednostkami naukowo – badawczymi wdrożyła do praktycznego stosowania nowoczesne rozwiązania takie jak:

- obudowy łukowe podatne spłaszczone ŁPSp, ŁPSpA, ŁPSpW, ŁPSpN, ŁPSpP, ŁPSp3R wykonane z kształtowników V32 i V36,

- obudowy łukowe podatne zmodyfikowane otwarte ŁPzm-V/TH70/4(5)/(6)/SxW wykonane z kształtowników V32, V36 oraz TH70/40, TH70/42, TH/44 i odrzwia zamknięte dwoma, trzema lub czteroma łukami o skrócie nazwy ŁPzmZ

- obudowy specjalne kołowe, eliptyczne, owalne zbudowane na dwóch półelipsach, łukowo – kołowe jako podatne i o ograniczonej podatności z pojedynczych, podwójnych lub potrójnych kształtowników przeznaczone do wyrobisk specjalnych jak wloty szybowe, komory pomp głównego odwadniania, komory rozdzielni i inne wymagające długotrwałego utrzymania.

2. OBUDOWY SPŁASZCZONE TYPU ŁPSp, ŁPSp3R

2.1. Podstawowe typy konstrukcji odrzwi obudowy ŁPSp i ŁPSp3R

Obudowa łukowa podatna spłaszczona ŁPSp została zaprojektowana jako konstrukcja podstawowa z dwóch łuków stropnicowych i dwóch łuków ociosowych (rys.2.1). Typoszereg obudowy obejmuje 45 wielkości, a w zakresie wysokości może być wykonywany w pośrednich wielkościach. Cechą obudowy jest zwiększona zakładka na łukach stropnicowych oraz usytuowanie zakładki łuków ociosowych z stropnicowymi na kierunku naroża wyrobiska, przy promieniach eliminujących trwałą deformację w miejscu złącza.
W odrzwiach można zmieniać długość zakładek ociosowych od 600, 700mm, 800mm uzyskując korzystny rozwarty kształt od strony ociosu, który jest w stanie przejąć zwiększone deformacje ociosu występujące często na dużych głębokościach.

Na bazie odrzwi obudowy ŁPSp zaprojektowano kolejne odrzwia obudowy jak:

- obudowa ŁPSpW - łukowa podatna spłaszczona wzmocniona (rys.2.2), gdzie łuki stropnicowe są korzystnie wzmocnione łukiem środkowym tak, że na długości zakładki w przekroju występują trzy kształtowniki łączone strzemionami o wydłużonych śrubach lub kabłąkach,

- obudowa ŁPSpA - łukowa podatna spłaszczona asymetryczna z łukami o różnej długości dla uzyskania jednostronnego podniesienia końca łuku stropnicowego tak, aby po zdjęciu łuku ociosowego ułatwić wyjazd sekcją obudowy zmechanizowanej do pokładu, (rys.2.3)

- obudowa ŁPSpP - łukowa podatna spłaszczona przegubowa w której jednostronnie łuki stropnicowe z ociosowymi są połączone poprzez przegub, a łuk stropnicowy jest dodatkowo kotwiony, dla zwiększenia stateczności odrzwi (rys.2.4),

- obudowa ŁPSpN - łukowa podatna spłaszczona niesymetryczna w której jednostronnie od połowy szerokości wyrobiska stropnice są proste i podparte stojakiem podporowym odchylonym do ociosu, a prosta stropnica jest obowiązkowo kotwiona bezpośrednio w przodku do górotworu. (rys.2.5)

Obudowa łukowa podatna spłaszczona z czteroma łukami giętymi na długości trzema promieniami ŁPSp3R została zaprojektowana dla zwiększenia nośności zsuwnej odrzwi (przez pracę złącza łuku ociosowego z stropnicowym na zmieniających się promieniach) oraz przez

zwiększenie zakładki łuków stropnicowych i zwiększenie możliwego zakresu jej stosowania w wyrobiskach o szerokości do 9,5m. (rys.2.6)

Uwzględniając zróżnicowane warunki geologiczno – górnicze występujące w polskich kopalniach węgla kamiennego wymienione wyżej rozwiązania zostały poszerzone między innymi przez:

- wzmocnienie odrzwi za pomocą kotwi budowanych w otworach wykonanych w łukach stropnicowych (rozwiązanie dla odrzwi obudowy ŁPSpA i ŁPSp3R,
- podział łuku ociosowego długiego (o długości powyżej 4,5m) na dwa łuki ociosowe krótkie w odrzwiach obudowy ŁPSpA,
- wydłużenie łuków ociosowych dla uzyskania odrzwi wysokich (powyżej 4,6m),
- zwiększenie wytrzymałości łuków ociosowych przez dodatkowe nałożenia na nie łuków ociosowych krótszych.

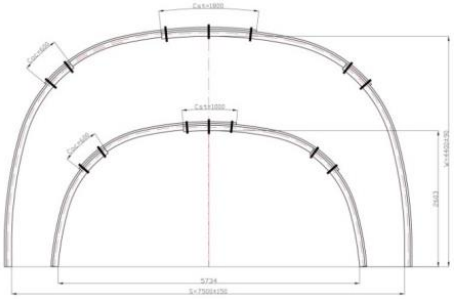
Zróżnicowane konstrukcje obudów spłaszczonych ŁPSp i ŁPSp3R zostały poddane szerokim badaniom stanowiskowym w skali 1:1 (badane odrzwi o gabarytach 6,2x3,8 i 6,5x4,1) na stanowisku badawczym w Katedrze Geomechaniki, Budownictwa Podziemnego i Zarządzania Ochroną Powierzchni w latach 2009 do 2015, a w chwili obecnej w Laboratorium „PRO-KOM" (rys.2.7 , rys.2.8). Konstrukcje te zostały również zastosowane pod nadzorem autorów artykułu w wielu wyrobiskach polskich kopalń węgla kamiennego. Zastosowanie odrzwi obudów spłaszczonych szeroko opisano w opracowaniu pt. "Obudowa łukowa podatna spłaszczona ŁPSp, ŁPSP3R zastosowanie" -2017r

2.2. Wykonywanie obudowy ŁPSp w przecinkach ścianowych zbrojeniowych

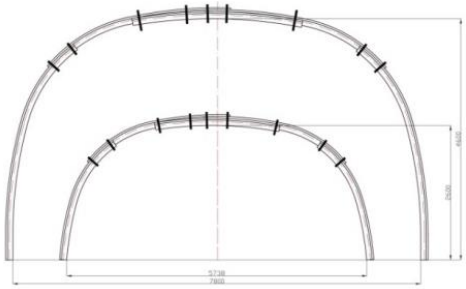
W przecinkach ścianowych powszechne zastosowanie znalazły obudowy spłaszczone ŁPSp i ŁPSpA wykonywane średnio:

- do szerokości 6,5m (wysokość 3,2m, do 3,8m) jako obudowy bez wzmocnienia na całej długości przecinki, (rys.2.9, 2.10) [1, 2, 3, 4],
- o szerokości 6,8m i powyżej z wzmocnieniem za pomocą stojaków (rys.2.11, 2.12) lub podciągu kotwionego z kotwią strunową [6, 8].

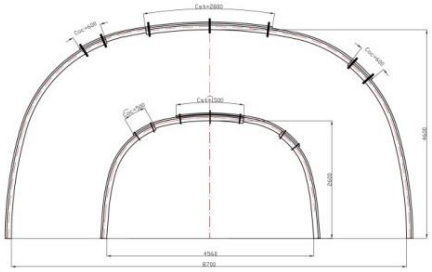
Duży postęp przy wykonywaniu przecinek w obudowach ŁPSp o szerokości 7,2m i wysokości 3,5m z przykotwianiem poprzez jeden lub dwa podciągi i z stosowaniem kotwienia między odrzwiami (rys.2.13) uzyskano w PG „Silesia" [8].



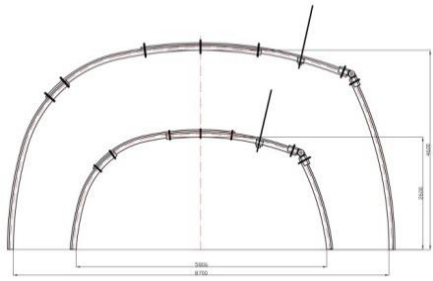
Rys.2.1. Typoszereg odrzwi obudowy ŁPSp



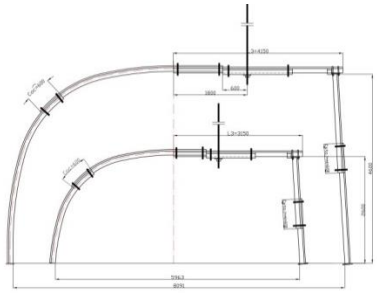
Rys.2.2. Typoszereg odrzwi obudowy ŁPSpW



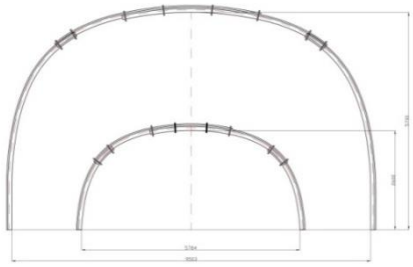
Rys.2.3. Typoszereg odrzwi obudowy ŁPSpA



Rys.2.4. Typoszereg odrzwi obudowy ŁPSpP



Rys.2.5. Typoszereg odrzwi obudowy ŁPSpN



Rys.2.6. Typoszereg odrzwi obudowy ŁPSp3R



Rys.2.7. Stanowisko do badań odrzwi stalowych w Katedrze GBPiZOP



Rys.2.8. Stanowisko do badań odrzwi stalowych w Laboratorium „PRO-KOM”



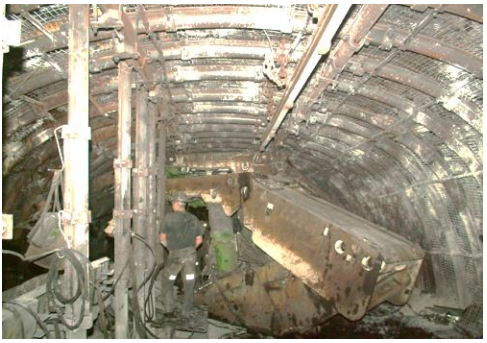
Rys.2.9. Widok obudowy w odrzwiach ŁPSp-V32/4/6,2x3,5



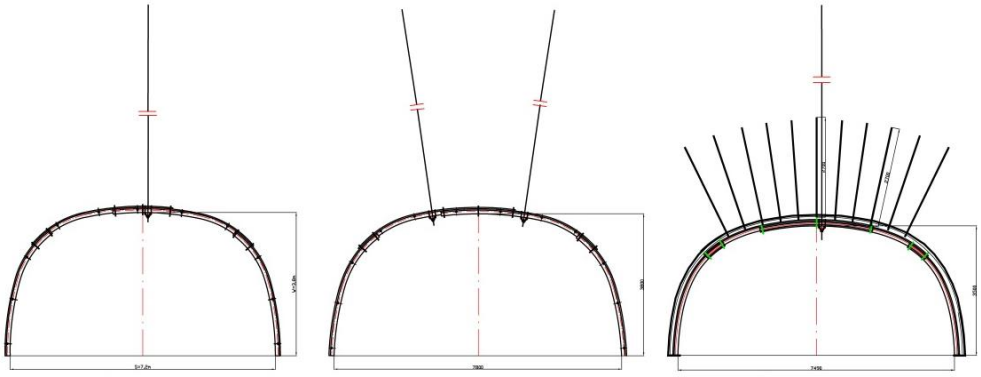
Rys.2.10. Przyleganie stropnicy sekcji obudowy zmechanizowanej do odrzwi obudowy ŁPSp



Rys.2.11. Wzmocnieni odrzwi rzędem stojaków podporowych w rozstawie, co 3m



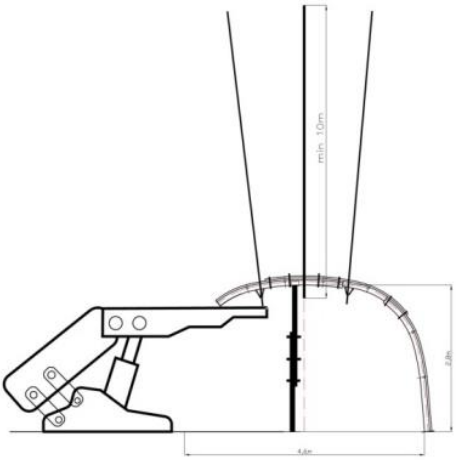
Rys.2.12. Zabudowa sekcji obudowy zmechanizowanej w przecince z odrzwi ŁPSp3R-V32/8,2x3,8



Rys.2.13. Obudowy podporowo – kotwiowe dla przecinkach ścianowych
a – przykotwienie odrzwi jedną kotwią poprzez podciąg w osi, b – przykotwienie odrzwi dwoma kotwiami poprzez podciągi, c – przykotwienie odrzwi jedną kotwią poprzez podciąg w osi z kotwieniem między odrzwiami,

2.4. Zastosowanie obudowy ŁPSpA w przecinkach likwidacyjnych wykonywanych przed frontem ściany

Zastosowanie obudowy ŁPSpA w przecinkach likwidacyjnych wykonywanych przed frontem ściany korzystnie może być zrealizowane wg rozwiązania przedstawionego w referacie [7], co schematycznie przedstawiono na rysunku 2.14 i 2.15.



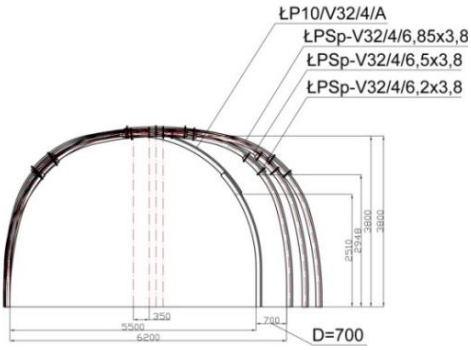
Rys.2.14. Schemat odrzwi obudowy ŁPSpA w przecinkach likwidacyjnych wykonywanych przed frontem ściany



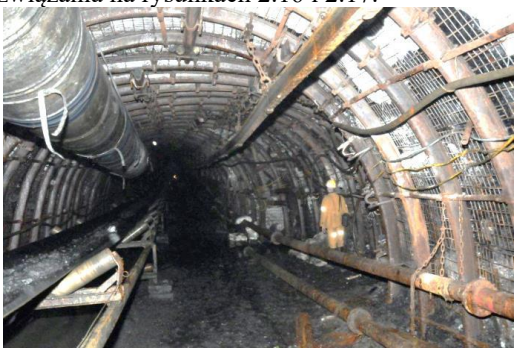
Rys.2.15. Widok obudowy ŁPSpA po wjeździe sekcji obudowy zmechanizowanej

2.5. Zastosowanie obudowy ŁPSp i ŁPSp3R na poszerzeniach wyrobisk korytarzowych

Możliwość poszerzenia odrzwi obudowy ŁPSp jak również jej dobru o zwiększonej szerokości o tej samej wysokości pozwala korzystnie wykorzystać ją do poszerzania wyrobisk liniowych przy potrzebie wykonywania wnęk technologicznych. Szczegółowe rozwiązania przedstawiono w referacie [5], przykładowe rozwiązania na rysunkach 2.16 i 2.17.



Rys.2.16. Schemat odrzwi obudowy ŁPSp na poszerzeniach wyrobisk



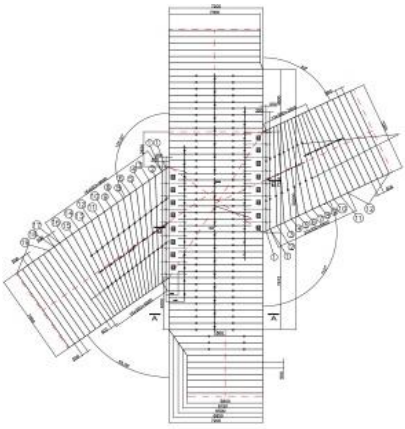
Rys.2.17. Widok obudowy ŁPSp na poszerzeniu wyrobiska

2.6. Zastosowanie obudowy ŁPSp i ŁPSp3R na skrzyżowaniach chodników ukośnych

Przy rozcinaniu pokładu istnieje konieczność wykonywania znacznej liczby skrzyżowań łączących wyrobiska korytarzowe o różnym kącie połączenia. Szerokie wykorzystanie odrzwi obudowy spłaszczonych ŁPSp i ŁPSp3R do obudowy skrzyżowań chodników usytuowanych w stosunku do siebie prostopadle jak i ukośnie zrealizowano praktycznie w PG „Silesia", które przedstawiono szczegółowo w [8], a jedno z pierwszych na rysunkach 2.18 i 2.19.



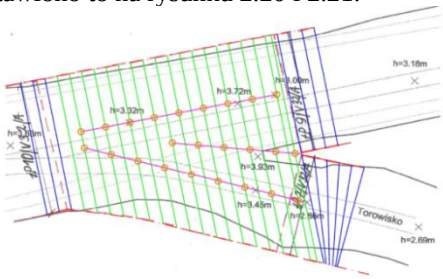
Rys.2.18. Widok skrzyżowania ukośnego w obudowie ŁPSp i ŁPSp3R



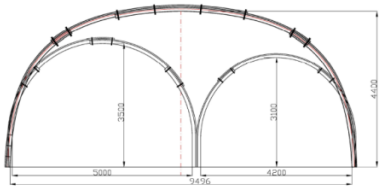
Rys.2.19. Rozwiązanie skrzyżowania ukośnego dwustronnego w stosunku do chodnika głównego

2.7. Zastosowanie obudowy ŁPSp i ŁPSp3R w odgałęzieniach i rozwidleniach

Odrzwia obudowy ŁPSp i ŁPSp3R mogą być wykorzystywane do wykonywania odgałęzień i rozwidleń dzięki znacznej szerokości obudowy dochodzącej do 9,5m. obowiązkowe jest stosowanie wzmocnienia za pomocą kotwienia wysokiego tak jak przedstawiono to na rysunku 2.20 i 2.21.



Rys.2.20. Rozmieszczenie odrzwi w rzucie poziomym z wzmocnieniem podciągami i kotwiami



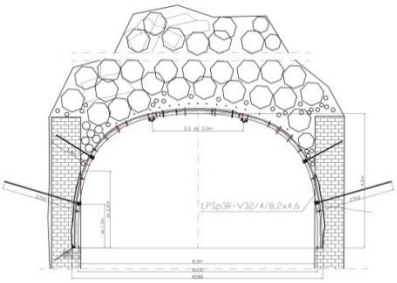
Rys.2.21. Przekrój przez odrzwia w miejscu połączenia wyrobisk

2.8. Zastosowanie obudowy ŁPSp3R w wyrobiskach specjalnych komorowych

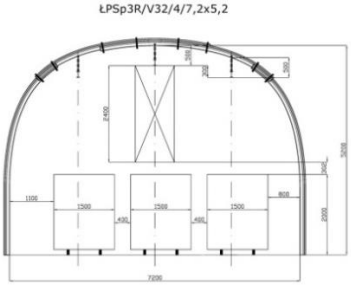
Przykładowe zastosowanie obudowy spłaszczonej ŁPSp3R w komorze nad zbiornikiem retencyjnym przedstawiono na rysunku 2.22, a w komorze rozładowczej na rysunku 2.23.

2.9. Zastosowanie obudowy ŁPSp3R w wyrobiskach liniowych

W chodnikach podścianowych tradycyjne zastosowanie znajdują odrzwia obudowy ŁP wykonywane do niedawna z kształtowników V25 i V29, a obecnie często z kształtowników V32 i V36.



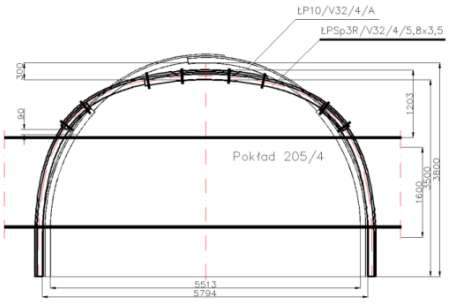
Rys.2.22. Rozwiązanie obudowy komory nad zbiornikiem retencyjnym



Rys.2.23. Schemat rozwiązania obudowy komory rozładowczej na podszybiu

Stosowane przekroje wyrobisk odpowiadają odrzwiom o wielkości minimum ŁP9 (14,9m^2), ŁP10 (17,8m^2), ŁPP11 (22,1m^2), a w warunkach dużego zagrożenia metanowego stosowane są odrzwia ŁP12 (21,8m^2). W zróżnicowanych warunkach geologiczno - górniczych odrzwia obudowy ŁP są modyfikowane przez zwiększenie liczby elementów łukowych, zmianę rozmieszczenia łuków na obrysie, zmienne długości zakładek i inne elementy. W silnie uwarstwionym górotworze łukowy kształt odrzwi w części stropnicowej prowadzi przy małej grubości pokładów węgla do konieczności znacznego przybierania skał stropowych i spągowych. Wzmocnienie obudowy ŁP kotwiami strunowymi lub stojakami podporowymi wymaga podpierania elementów łukowych stropnicy poprzez specjalnie ukształtowane podciągi lub koronki stojaków.

Pierwsze zastosowanie obudowy ŁPSp3R-V32/4/5,8x3,5 w chodniku przyścianowym badawczym w pokładzie 205/4 w patii II kopalni „Piast” [10] zlokalizowano w korzystnych ze względu na budowę geologiczną górotworu warunkach geologiczno – górniczych z przewidywanym oddziaływaniem stref uskokowych i krawędzi eksploatacji pokładów niżej leżących. Drążenie chodnika na wybiegu 1060m prowadzono kombajnem AM50zm. W stosunku do planowanej pierwotnie obudowy ŁP10 uzyskano korzystne usytuowanie kształtu obudowy w przekroju geologicznym minimalizując pobierkę skał płonnych, a zwłaszcza piaskowca w stropie wyrobiska. Porównanie kształtów obudowy ŁP10 i ŁPSp3R z przekrojem pokładu 205/4 przedstawiono na rysunku 2.24. Widok chodnika przyścianowego badawczego w pokładzie 205/4 w odrzwiach obudowy ŁPSp3RV32/4/5800x3500 przedstawiono na rysunku 2.25.



Rys.2.24. Porównanie kształtów i przekrojów odrzwi obudowy ŁP10/V32/4/A i ŁPSp3RV32/4/5800x3500



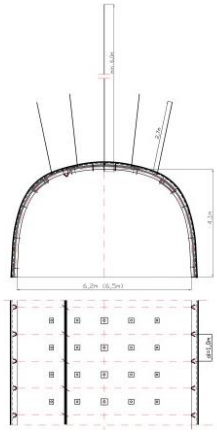
Rys.2.25. Widok chodnika przyścianowego badawczego w pokładzie 205/4 w odrzwiach obudowy ŁPSp3RV32/4/5800x3500

Dla warunków kopalni „Murcki-Staszic”[11] (ruch Staszic) zrealizowano projekt obudowy podporowo – kotwowej przy stosowaniu odrzwi:

- 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 i 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 stabilizowana rozporami budowanymi, 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 2.26. Ze względów technologicznych zaprojektowano również rozwiązanie alternatywne przy stosowaniu wysokiego kotwienia za pomocą kotwi strunowych. Ogólny widok wykonywanej obudowy przedstawiono na rysunku 2.27. 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. Praktyczna realizacja 938 metrów pochylni zbiorczej F i chodnika zbiorczego F wykazała przydatność rozwiązania i uzyskanie zakładanych efektów technicznych jak i ekonomicznych.



Rys.2. 26. Obudowa podporowo – kotwiowa pochylni zbiorczej F w pokładzie 501 w warunkach KWK „Murcki-Staszic”



Rys. 2.27. Widok obudowy podporowo – kotwiowej pochylni zbiorczej F w pokładzie 501 w fazie drążenia

3. ZAKOŃCZENIE

Obudowy łukowe podatne spłaszczone typu ŁPSp i ŁPSp3R stanowią innowacyjne rozwiązanie, które znalazło po ok. 11 latach szerokie praktyczne zastosowanie w polskich kopalniach węgla kamiennego. Za główną przyczynę tak szybkiego wdrożenia tych konstrukcji w kopalniach jest uzyskanie znacznego zwiększenia bezpieczeństwa przy wykonywaniu obudowy o znacznej szerokości, przy technologii nie odbiegającej od tradycyjnych rozwiązań.

Przedstawione zastosowane rozwiązania obudów spłaszczonych zaprojektowane przez rzeczoznawcę pozwoliły w bezawaryjny sposób wykonać wyrobiska oraz je użytkować.

Należy stwierdzić, że każde rozwiązanie wymaga przeprowadzenia doboru obudowy przez szczegółowe rozpatrzenie warunków geologiczno – górniczych i zrozumienie pracy obudowy (deformacji pod obciążeniem) z jej trwałą deformacją, która w stosunku do innych obudów ma możliwość łatwego wzmocnienia. Kierunkiem doskonalenia rozwiązań obudów ŁPSp i ŁPSp3R jest stosowanie jej przykotwienia kotwiami strunowymi poprzez podciągi lub otwory w łukach stropnicowych.

4. LITERATURA

1. Kudela J., Kucz M., Ożóg A., Zachwieja T., Głuch P. 2012: Przykłady zastosowania obudowy łukowej podatnej spłaszczonej ŁPSp w kopalni „PIAST". Materiały konferencyjne - II konferencja naukowo - techniczna pt. „Zagrożenia górnicze", Brenna 2012r.

2. Łaskuda R., Czarnecki J., Gruszka J., Głuch P. 2012: Doświadczenia ze stosowania obudowy łukowej podatnej spłaszczonej ŁPSp–V32/4 w przecince ściany 301 w pokładzie 318 w polu SIII w KHW S.A. KWK „MYSŁOWICE-WESOŁA". Materiały konferencyjne - II konferencja naukowo - techniczna pt. „Zagrożenia górnicze", Brenna 2012r.

3. Kudela J., Kucz M., Ożóg A., Zachwieja T., Głuch P. 2013: Ocena przydatności obudów spłaszczonych i prostych dla przecinek ścianowych i chodników przygotowawczych w kopalni „PIAST". Materiały Konferencyjne - Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2013.

4. Kudela J., Kucz M., Ożóg A., Zachwieja T., Śpiewak T., Głuch P. 2014: Analiza doboru obudów przecinek ścianowych w warunkach KW SA Oddział „PIAST". Materiały Konferencyjne - Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2014.

5. Kudela J., Kucz M., Ożóg A., Horst R., Furtak L., Głuch P. 2015: Rozwiązania poszerzeń chodników w obudowie spłaszczonej ŁPSp-V32/4 w warunkach KW SA Oddział „PIAST". Materiały Konferencyjne - Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2015.

6. Wardas A., Bobek R., Gabriel D., Ferdyan M., Sobik J., Głuch P. 2015: Wariantowy dobór obudowy rozcinki ścianowej 15c w pokładzie 405/1. Materiały Konferencyjne - Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2015.

7. Kamiński W, Bucza J., Orzeł P., Wróbel A., Poznański G., Głuch P. 2015: Zastosowanie obudowy łukowej podatnej spłaszczonej asymetrycznej ŁPSpA dla likwidacji ściany w warunkach pokładu 209. Materiały Konferencyjne - Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2015.

8. Gaj B., Kotzian P., Adamiec P., Borgieł D., Głuch P. 2015: Obudowa podporowa przykotwiana i podporowo – kotwiowa stosowana w dowierzchniach ścianowych ZG SILESIA. Materiały Konferencyjne - Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2015.

9. Głuch P. 2015: Konstrukcja obudowy spłaszczonej ŁPSp i ŁPSp3R dla wyrobisk górniczych w warunkach dużej głębokości. Konferencja VSB Ostrawa 2015.

10. Kudela J., Horst R., Krasucki K., Śpiewak T., Głuch P.2015: Rozwiązanie obudowy spłaszczonej dla chodnika przyścianowego Konferencja międzynarodowa. ZSzMG 2015.

11. Skuza M., Ciołek-Żelechowski A. Głuch P.2017: Doświadczenia ze stosowania obudowy podporowo - kotwowej na przykładzie pochylni zbiorczej F w pokładzie 501 w warunkach KWK „Murcki - Staszic" Konferencyjne - Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2015.

12..Katalog obudów specjalnych ŁPSp, ŁPSpA, ŁPSpW, ŁPSpP, ŁPSpN,ŁPSp3R. ETG Sp. z o.o. wydanie VI 2016r.

Światłowodowy system pomiarowy DSI-FORBS (Fiber Optic Rock Bolts System) zastosowany w PGG S.A. Oddział KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit

Paweł Budzyński
PGG S.A. Oddział KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit

Henryk Kuźma
DSI Schaum Chemie

Anna Wierciuch-Głuch
DSI Schaum Chemie

STRESZCZENIE: Niniejszy artykuł dotyczy zadań zrealizowanych na przestrzeni ostatnich trzech lat mających na celu opracowanie rozwiązania pomiarowego przeznaczonego do monitorowania mas skalnych za pomocą światłowodowego systemu pomiarowego FORBS podczas eksploatacji wyrobiska podziemnego na terenie kopalni Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit (PGG S.A.).
Głównym elementem skupiającym uwagę niniejszego artykułu jest konstrukcja stalowej kotwy prętowej (Ø22x2500mm) firmy MEROL, służąca do wzmacniania górotworu w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych, wyposażona w światłowodowy system pomiarowy oparty na punktowych czujnikach z siatką Bragga (ang. FBG – Fiber Bragg Grating).
W treści artykułu zawarto:
- informację dotyczącą przedmiotu jakim jest światłowodowa kotew pomiarowa FORBS,
- opis zastosowanych i przeprowadzonych badań doświadczalnych kotwy FORBS,
- opis instalacji i testowania światłowodowego systemu pomiarowego FORBS w warunkach eksploatacji wyrobiska podziemnego kopalni Ziemowit,
- rezultaty przeprowadzonych testów.

SŁOWA KLUCZOWE: kotwy światłowodowe, kotwy, system pomiarowy, kotwy prętowe, monitoring.

1. WPROWADZENIE.

Przedmiotem badań jest światłowodowa kotew pomiarowa FORBS stanowiąca w szczególności element zabezpieczenia stropu w warunkach podziemnych przy równoczesnej możliwości odczytu zmiany odkształcenia, naprężenia i sił działających na kotew na całej jej długości.
Technika kotwienia stropów i ociosów wyrobisk górniczych jest powszechnie znanym sposobem zabudowy wyrobisk podziemnych. Dla zachowania bezpieczeństwa pracy załogi kopalnianej istotnym czynnikiem jest znajomość obciążenia górotworu oddziaływującego na kotew, co od wielu lat realizowano poprzez wyposażenie kotew w elementy odkształcalne pod wpływem sił ściskających, względnie w czujniki tensometryczne, umożliwiające wykonywanie pomiarów zmian odkształcenia kotwi pod wpływem obciążeń górotworu. Niemniej okazało się, że najdokładniejsze pomiary odkształceń kotwi można wykonać dzięki wykorzystaniu czujników światłowodowych wyposażonych w punkty pomiarowe oparte na zjawisku Bragga (ang. FBG – Fiber Bragg Grating).
Znany jest przykład kotwi z opisu WO9819044 A1, której pręt kotwiący z głowicą kotwiową ma co najmniej jeden, zamocowany nieruchomo wzdłuż pręta kotwiowego światłowód, który ma co najmniej jedną zintegrowaną siatkę Bragg i jest skonfigurowana do pomiaru zmiany naprężenia i/lub siły wywieranej na kotew poprzez kotwiony ośrodek. Światłowód może być jeden, względnie więcej osadzonych w przygotowanych dla nich rowkach wzdłużnych, w których zamocowane są za pomocą kleju. Każdy ze światłowodów wyposażony jest grupę rozmieszczonych w odstępach od siebie siatek Bragga. Głowica kotwiowa ma przewidziane złącze do optycznego połączenia z urządzeniem naświetlającym i analizującym wyniki pomiarów. Oddziaływanie kotwionego ośrodka na kotew pomiarową jest śledzone ciągle, a jeśli odkształcenie kotwi przekraczają założone granice, może być generowany sygnał alarmowy.
Zbliżona kotew znana jest również z opisu chińskiego wzoru użytkowego CN 202690096U jako element wykorzystywany w górnictwie, budownictwie tuneli, czy wzmacnianiu skarp ziemnych. Kotew ta ma pręt z liniowymi, wzdłużnymi rowkami po obu stronach a w nich zamocowane na stałe w powłoce ochronnej czujniki światłowodowe, wyposażone w siatki Bragga. Interfejs takiej kotwi połączony jest z systemem akwizycji danych z czujników światłowodowych. Poprzez monitorowanie pozyskiwanych danych uzyskuje się wartości zmian odkształcenia pręta kotwi a przez to i czujnika światłowodowego w monitorowanym okresie czasu i konkretnym wybranym miejscu.
Przedstawione powyżej kotwie pomiarowe oparte o światłowody z siatkami Bragga, mają ogromne zalety w porównaniu do uprzednio wykorzystywanych kotwi pomiarowych mechanicznych, względnie elektronicznych, o konstrukcjach bazujących przykładowo na tensometrach elektrooporowych. Niedogodnością jest jednak zbyt mała odporność na wydłużenie pręta kotwiowego, który w miarę obciążenia odkształca się sprężyście, a po przekroczeniu granicy sprężystości następuje jego plastyczne wydłużenie, zmierzające do zerwania pręta kotwiowego. Ponieważ zaś czujnik światłowodowy osadzony jest w pręcie kotwiowym w sposób sztywny, wydłużenie pręta kotwiowego powoduje jednocześnie oddziaływanie na czujniki światłowodowe, których odporność na wydłużenie jest niewielka z zakresu 1÷1,5% długości kotwi. Po przekrocze-

niu granicy tej wartości czujnik światłowodowy ulegnie uszkodzeniu, a więc kotew pomiarowa, której jest on częścią, przestaje spełniać swoje zadanie.

2. ZAŁOŻENIA PROJEKTOWE.

Celem przewodnim dla działań podjętych w roku 2018 było opracowanie takiej konstrukcji kotwi przeznaczonej do monitorowania mas skalnych, która wyposażona w czujniki światłowodowe z siatką Bragga umożliwi pracę systemu pomiarowego przy większych odkształceniach pręta kotwiowego (w całym zakresie sprężystym), a nawet w całym zakresie nośności kotwy wynoszącej do 300kN (na przykładzie kotwi prętowej o średnicy Ø22).

Finalnym efektem badań i testów było opracowanie kotwy FORBS zbudowanej z pręta kotwiowego Ø22x2500[mm] z naciętym wzdłuż zewnętrznej powierzchni przynajmniej jednym rowkiem i osadzonym w nim na stałe czujnikiem światłowodowym wyposażonym w punkty pomiarowe w postaci siatek Bragga równomiernie rozmieszczone na jego długości. Najistotniejszą zmianą w stosunku do istniejących rozwiązań pomiarowych prezentowanych w literaturze było wykonanie pojedynczego rowka o jak najmniejszych wymiarach i przebiegu ciągłym krzywoliniowym na całej długości kotwi, na dnie którego umieszczono czujnik światłowodowy.

W podstawowym wykonaniu kotew posiada tylko jeden rowek z czujnikiem światłowodowym, z przebiegiem na pręcie kotwiowym na podobieństwo rowka śrubowego gwintu walcowego o skoku zwoju w zakresie od 0,025[m] do 0,075[m].

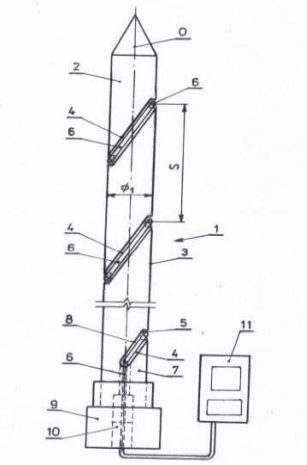
Istnieje możliwość wykonania na kotwi więcej niż jednego rowka z czujnikiem światłowodowym w każdym z nich, gdzie każdy będzie o przebiegu na podobieństwo rowka śrubowego gwintu walcowego wielokrotnego o skoku zwoju każdego z nich z zakresu od 0,025[m] do 0,075[m].

Zgodnie z powyższym, najlepsze rezultaty pomiarowe uzyskuje się, gdy rowki z czujnikami światłowodowymi przebiegają na pręcie kotwiowym na podobieństwo rowków śrubowych gwintu walcowego dwukrotnego.

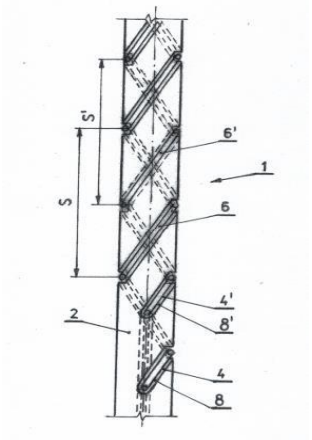
Zasadniczą zaletą kotwi pomiarowej FORBS jest zapewnienie większego wydłużenia liniowego pręta kotwiowego przy ograniczonym oddziaływaniu tego wydłużenia na wklejony w rowek na zewnętrznej powierzchni pręta kotwiowego czujnik światłowodowy. Dzięki skonfigurowaniu czujnika światłowodowego wzdłuż linii śrubowej, wydłużenie liniowe pręta kotwiowego powoduje wydłużenie czujnika światłowodowego o wartość składowej równoległej do osi wydłużenia. To zaś przekłada się na zwiększenie zakresu pomiarowego kotwi w stosunku do kotwi z prostoliniowymi rowkami wyposażonymi w czujniki światłowodowe.

Wykonanie kilku rowków na podobieństwo każdego z nich do rowka śrubowego gwintu walcowego wielokrotnego, uzbrojonych w czujniki światłowodowe z siatkami Bragga na pręcie kotwiowym, daje możliwość zwielokrotnienia wskazań zmiany odkształcenia i utrzymanie normalnego działania kotwi, nawet w przypadku uszkodzenia któregoś z pozostałych czujników światłowodowych.

Dodatkową zaletą takiego rozwiązania jest zagęszczenie punktów pomiarowych, wynikające ze wzajemnego usytuowania na czujnikach światłowodowych sensorów w postaci siatek Bragga z przesunięciem skoku zwojów względem siebie.



Rys. 1. Kotew pomiarowa FORBS z jednym rowkiem i jednym czujnikiem światłowodowym.
Fig. 1. FORBS measuring anchor with one groove and one fiber optic sensor.



Rys. 2. Widok kotwi pomiarowej FORBS z dwoma rowkami spiralnymi.
Fig. 2. View of the FORBS measuring anchor with two spiral grooves.

Zgodnie z powyższym, rysunek nr 1 przedstawia kotew (1) zbudowana z pręta kotwiowego (2), na której powierzchni zewnętrznej (3) wykonany jest rowek (4), wewnątrz którego za pomocą kleju (5) zamocowany jest na trwale czujnik światłowodowy (6) wyposażony w siatki Bragga rozmieszczone na jego długości. Sensory w postaci siatek Bragga skonstruowane są na rdzeniu światłowodu jednomodowego 9/125/250µm.

Rowek (4) ma zarys przestrzenny linii śrubowej, opisanej na tworzącej walcowej, przy czym skok (S) zwoju wynosi 0,05[m]. Rowek (4) wykonany jest jako prawoskrętny, przy czym dla pręta kotwiowego (2) wykonanego ze stali o podwyższonej wytrzymałości na rozciąganie nie mniejszej niż 600MPa i o średnicy rdzenia zbliżonej do Ø0,022[m] ma on

szerokość L1 równą 0,002[m], głębokość L2 równą 0,001[m], natomiast czujnik światłowodowy (6) ma średnicę zewnętrzną równą 0,00025[m]
W innym wykonaniu przedstawionym na rysunku nr 2, pręt kotwiowy (2) ma na zewnętrznej powierzchni (3) dwa rowki (4, 4'), we wnętrzu których za pomocą kleju (5) zamocowane są trwale dwa osobne czujniki światłowodowe (6, 6') wyposażone w siatki Bragga rozmieszczone na ich długości. Skoki (S, S') zwojów czujników światłowodowych (6, 6') nakładają się na siebie z przesunięciem wynoszącym połowę długości skoku (S).
Istnieje możliwość wyposażenia kotwi w np. w cztery rowki z czujnikami światłowodowymi, jednakże dla uniknięcia zbytniego osłabienia mechanicznego prętów kotwiowych powinny one mieć większą średnicę.
W związku z powyższymi wynikami przeprowadzonych prac laboratoryjnych z dniem 2 października 2022, Grupa DSI-Sandvik Underground rozpoczęła prace instalacyjne i wprowadziła w rejonie eksploatowane ściany kopalni węgla kamiennego grupy PGG S.A., światłowodowy system do monitorowania naprężenia górotworu oparty na czujnikach DSI-FORBS (Fiber Optic Rock Bolts System).
Iskrobezpieczne sensory FORBS zainstalowano w osi chodnika podścianowego w rejonie eksploatowanej ściany wydobywczej węgla kamiennego na poziomie II (500m). Kotwie pomiarowe FORBS połączone kablem światłowodowym z analizatorem i rejestratorem danych pozwoliły na prowadzenie ciągłego monitoringu zachowania mas skalnych wraz z bieżącą wizualizacją danych pomiarowych z każdej kotwy na ekranie komputera dla osób odpowiedzialnych za bezpieczną eksploatacją wyrobiska.
Światłowodowy system pomiarowy zachowania się mas skalnych oparty na czujnikach FORBS pozwala uzyskać informację o zjawiska geologicznych zachodzących na odległość do 2,5m od miejsca zakotwienia.
System ten pozwala na:
a) pomiar i wizualizację sił działających na istniejącą obudowę chodnika/komory,
b) pomiar do wartości nośności kotwy wynoszącej 250-300[kN] w zależności od rodzaju zastosowanych czujników światłowodowych w rowkach kotwy pomiarowej,
c) wskazanie momentu przekroczenia granicy sprężystości zastosowanych kotwi pomiarowych,
d) podjęcie decyzji o konieczności „dokotwienia" newralgicznego obszaru,
Dzięki systemowi pomiarowemu DSI-FORBS pracownicy kopalni mogą monitorować ruchy górotworu z poziomu powierzchni. Skutkuje to bezprecedensowym wzrostem bezpieczeństwa pracy – dozór kopalni na bieżąco może śledzić zachowanie się mas skalnych w wyrobisku, podejmować natychmiastowe działania związanie w wycofaniem pracowników z zagrożonych rejonów wyposażonych w dodatkowe czujniki FORBS.

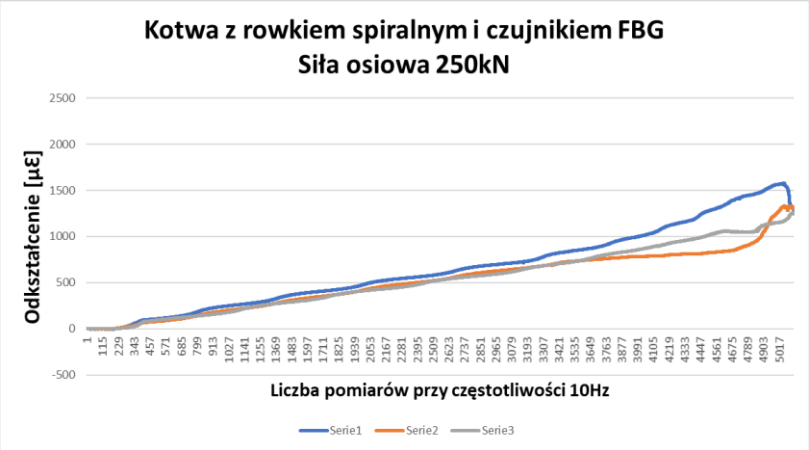
3. METODOLOGIA

W rozdziale tym przedstawiono końcowe wyników przeprowadzonych długookresowych badań, które pozwoliły na wypracowanie optymalnego rozwiązania pomiarowego w postaci światłowodowej kotwi pomiarowej FORBS.
Pełny opis przeprowadzonych prac laboratoryjnych wraz z ich wynikami przedstawiony został w raporcie z prac badawczych dla DSI Underground.

ETAP I - Testy laboratoryjne i wypracowanie optymalnego rozwiązania pomiarowego dla zakresu sprężystego

Celem było przetestowanie, w warunkach odpowiadających warunkom rzeczywistym, montażu kotwy na ładunku klejowym w specjalnie przygotowanym do tego otworze. Elementem pomiarowym była kotwa wyposażona w system pomiarowy wykorzystujący czujniki światłowodowe z siatką Bragga (FBG).
Wnioski z przeprowadzenia powyższej próby:
a) Maksymalna wytrzymałość na rozciąganie kotwy z rowkiem spiralnym o skoku 50mm wynosi 320kN.
b) Światłowodowy system pomiarowy oparty na czujnikach punktowych z siatką Bragga (FBG) działa poprawnie do wartości siły osiowej wynoszącej 250kN.
c) Światłowodowy system pomiarowy wykazuje charakterystykę liniową do wartości siły osiowej wynoszącej 200kN.
System pomiarowy oparty na czujniku z siatką Bragga (FBG) zainstalowany w rowku spiralnym o skoku P=50mm pracuje do 78% maksymalnej wytrzymałości kotwy na rozciąganie.

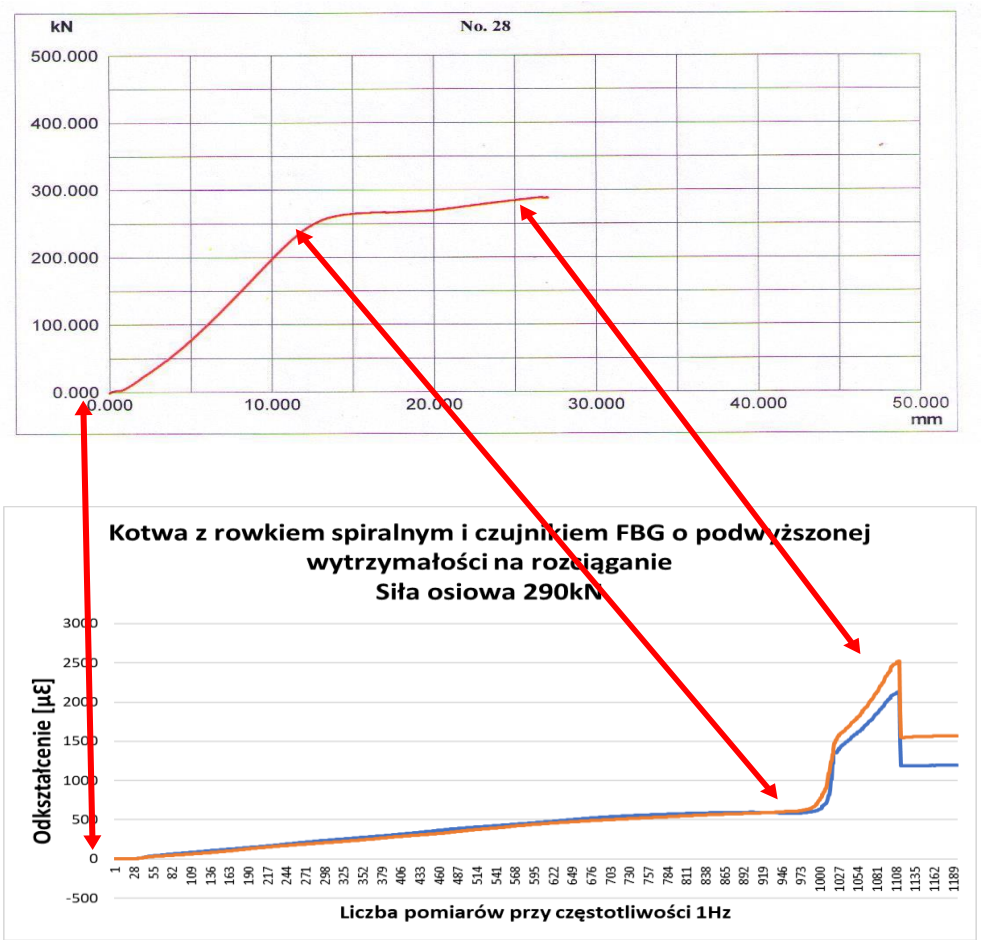
- Wydłużenie próbki z rowkiem spiralnym dla wartości siły zrywającej wynoszącej 320kN kształtuje się w zakresie 17%.
- System pomiarowy oparty na czujniku światłowodowym z siatką Bragga zainstalowany w rowku spiralnym o skoku P=50mm pracuje maksymalnie do wydłużenia badanej kotwy wynoszącego 3%.



Rys. 3. Pomiar odkształcenia kotwy z rowkiem spiralnym dla wartości siły osiowej 250kN wykonany w oparciu o czujnik światłowodowy z siatką Bragga (FBG).
Fig. 3. Deformation measurement of an anchor with a spiral groove for an axial force of 250kN, based on a fiber-optic sensor with a Bragg grating (FBG).

ETAP II - Testy granicy plastyczności kotwi Ø22m z rowkiem spiralnym o skoku 50mm wyposażonej w czujnik światłowodowy z siatką Bragga o podwyższonej wytrzymałości na rozciąganie.

Poniższe rezultaty testów dotyczą realizacji dodatkowego badania laboratoryjnego polegającego na wykonaniu statycznej próby osiowego rozciągania pręta żebrowanego o średnicy 22mm, będącego oryginalną kotwą do wzmacniania górotworu, wyposażonego w światłowodowy system pomiarowy FBG o podwyższonej wytrzymałości na rozciąganie.



Rys. 4. Pomiar odkształcenia kotwy z rowkiem spiralnym dla maksymalnej wartości siły osiowej 290kN wykonany w oparciu o czujnik światłowodowy z siatką Bragga (FBG) o podwyższonej wytrzymałości na rozciąganie w odniesieniu do wykresu z maszyny wytrzymałościowej.
Fig. 4. Measurement of the deformation of a spiral groove anchor for a maximum axial force of 290kN, based on a fiber-optic sensor with a Bragg grating (FBG) with increased tensile strength, in relation to a graph from a testing machine.

Wnioski z testu zakresu pomiarowego światłowodowego systemu pomiarowego FBG o podwyższonej wytrzymałości na rozciąganie:

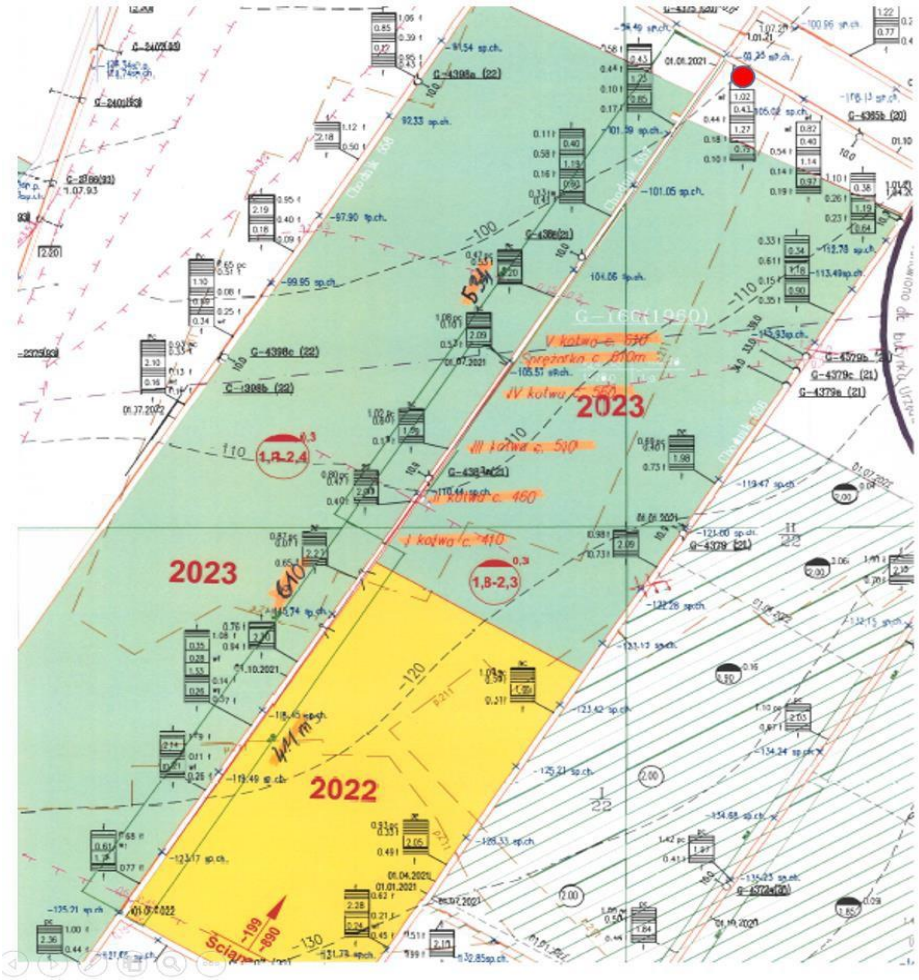
a) Światłowodowy system pomiarowy nie uległ uszkodzeniu po uzyskaniu maksymalnej siły rozciągającej kotew wynoszącej 290kN (granica bezpieczeństwa maszyny wytrzymałościowej).
b) Po odciążeniu układu system światłowodowy zarejestrował trwałe odkształcenie plastyczne badanej kotwi światłowodowej.
c) Światłowodowy system pomiarowy oparty na nowych czujnikach punktowych z siatką Bragga (FBG) o podwyższonej wytrzymałości na rozciąganie działa poprawnie do wartości siły osiowej wynoszącej 290kN.
d) Światłowodowy system pomiarowy wykazuje charakterystykę liniową do wartości siły osiowej wynoszącej 250kN – w całym zakresie sprężystym kotwi prętowej.
e) Zainstalowane czujniki FBG o podwyższonej wytrzymałości na rozciąganie pozwalają na pomiar zachodzących zjawisk w zakresie plastycznym kotwy.
f) System pomiarowy oparty na czujniku z siatką Bragga (FBG) zainstalowany w rowku spiralnym o skoku P=50mm pracuje poprawnie do 90% nośności kotwy.
g) System pomiarowy oparty na czujniku światłowodowym z siatką Bragga o podwyższonej wytrzymałości na rozciąganie zainstalowany w rowku spiralnym o skoku P=50mm pracuje do wydłużenia badanej kotwy wynoszącego 5%.

ETAP III

W tym etapie przeprowadzono próby ruchowe w polegające na montażu kotwi pełnowymiarowych i podłączeniu i uruchomieniu systemu pomiarowego FORBS.

W ten sposób doprowadzono do pierwszej aplikacji oprzyrządowanych kotew światłowodowych DSI-FORBS w warunkach kopalni podziemnej.

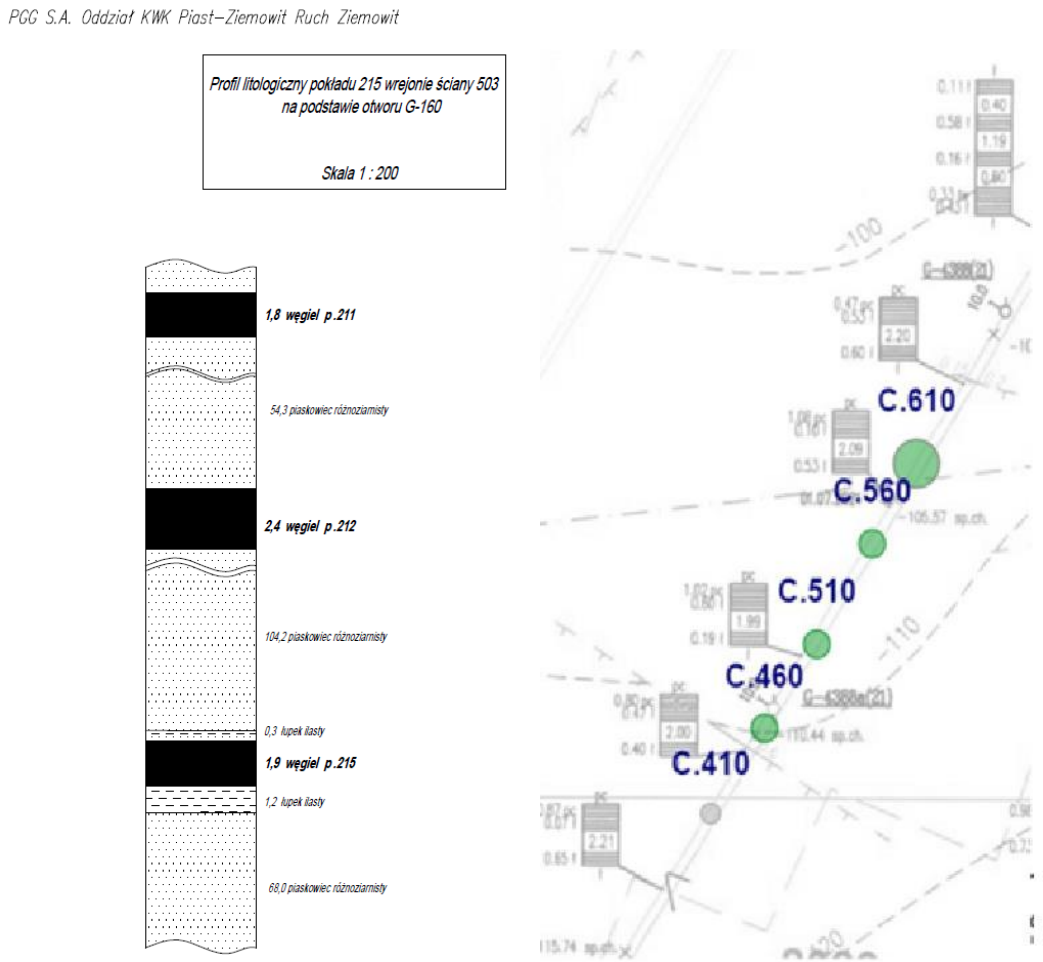
Pięć kotew produkcji DSI Merol o długości 2,5 m, średnicy 22 mm (21,7mm) wyposażonych w 10 czujników w postaci siatek Bragga na każdej z nich zainstalowano w wyrobisku podziemnym KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit w Lędzinach. Miejscem instalacji jest chodnik podścianowy 557 ściany 503 w pokładzie 215 (rys. 5).



Rys. 5. Fragment mapy górniczej pokładu 215 w Ruchu „Ziemowit" z zaznaczonym kolorem żółtym polem wybierkowym ściany 503 przeznaczonym do eksploatacji w 2022 r. oraz danymi kolorem zielonym częścią tej ściany wybierana w 2023 roku i polem wybierkowym następnej sąsiedniej ściany dla której utrzymany chodnik 557 z kotwami oprzyrządowanymi stanie się chodnikiem nadścianowym (wentylacyjnym).

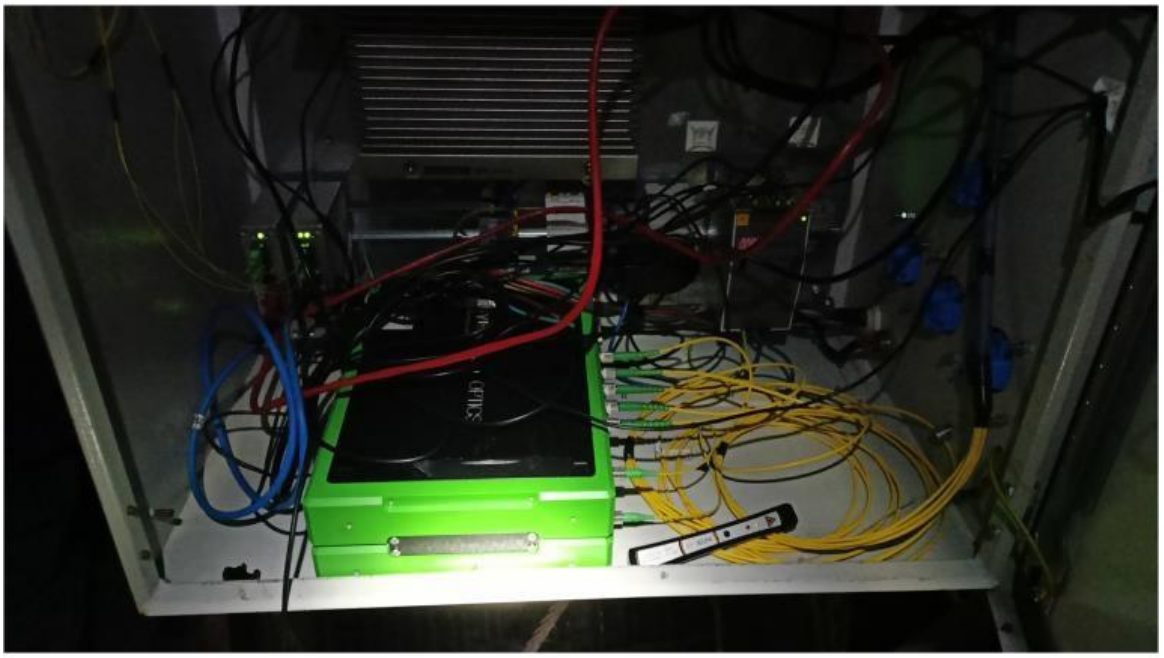
Fig. 5. Fragment of the mining map of seam 215 in the Part „Ziemowit" coal mine with the selection field of wall 503 marked in yellow, intended for exploitation in 2022, and the part of this wall to be selected in 2023 and the selection field of the next adjacent wall for which the gallery is maintained in green. 557 with instrumented anchors will become an over-wall (ventilation) walkway.

Pokład 215 charakteryzuje się miąższością w przedziale 1.8 – 2.3 m i bardzo niewielkim nachyleniem jednak jego grubość i lokalne nachylenie zmieniają się niemal ciągle na wybiegi ściany.
Kotwy zainstalowano w odstępach 50 m, w stropie wyrobiska (strzałce) w miejscach o cechach 410. 460, 510, 560 i 610 m.
W stropie pokładu 215 zalega gruba warstwa piaskowca o różnym uziarnieniu oraz lokalnie warstwy łupku ilastego miejscami przewarstwionego węglem. Zmienność miąższości i typów litologicznych skał w stropie bezpośrednim jest bardzo duża (rys. 6.2).



Rys. 6. Profil litologiczny górotworu w sąsiedztwie pokładu 215 wzdłuż chodnika 557 (po lewej) oraz fragment mapy pokładowej z zaznaczonymi lokalizacjami kotew pomiarowych.
Fig. 6. Lithological profile of the rock mass in the vicinity of seam 215 along gallery 557 (on the left) and a fragment of the seam map with the marked locations of measurement anchors.

Kotwy wklejono na całej długości na ładunkach klejowych FASLOC Duo Speed produkcji DSI Underground jesienią 2022 roku i od 2 grudnia 2022 r. prowadzony jest monitoring obciążenia kotew oprzyrządowanych światłowodowych. Przewody światłowodowe podłączone do poszczególnych kotew doprowadzone są do interogatora i switcha znajdującego się w iskrobezpiecznej szafie zlokalizowanej tuż za skrzyżowaniem chodnika podścianowego już w chodniku transportowym. Miejsce lokalizacji szafy z interogatorem/switchem obrazuje czerwona kropka na mapie na rysunku 6.1, a sam wygląd wnętrza szafy na etapie łączenia światłowodów.(rys. 5).



Rys. 7. Wnętrze metalowej szafy z interogatorem i switchem zawieszonej na ociosie chodnika transportowego, blisko skrzyżowania z chodnikiem 557 na etapie instalacji sytemu pod ziemią.

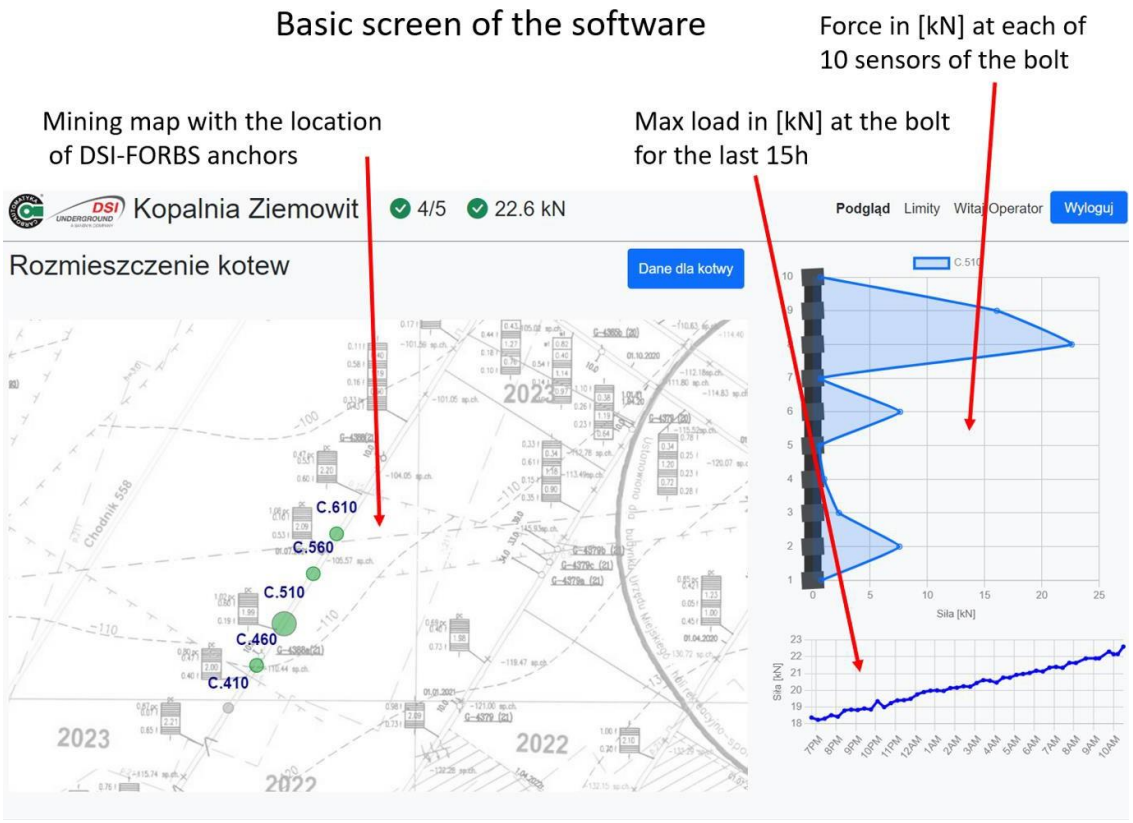
Rysunek 8 prezentuje jedną z kotew wklejoną w stropie chodnika z podłączonym światłowodem już w żółtej obudowie ochronnej ale przed szczelnym zamknięciem dolej pokrywy obudowy.



Rys. 8. Jedna z kotew oprzyrządowanych wklejonych w stropie chodnika 557 z podłączonym światłowodem do złącza kotwy chronionego obudową metalową koloru żółtego. Na zdjęciu widoczne są elementy zasadniczej podporowej obudowy wyrobiska – łuki stalowe, rozpory i siatka okładzinowa.

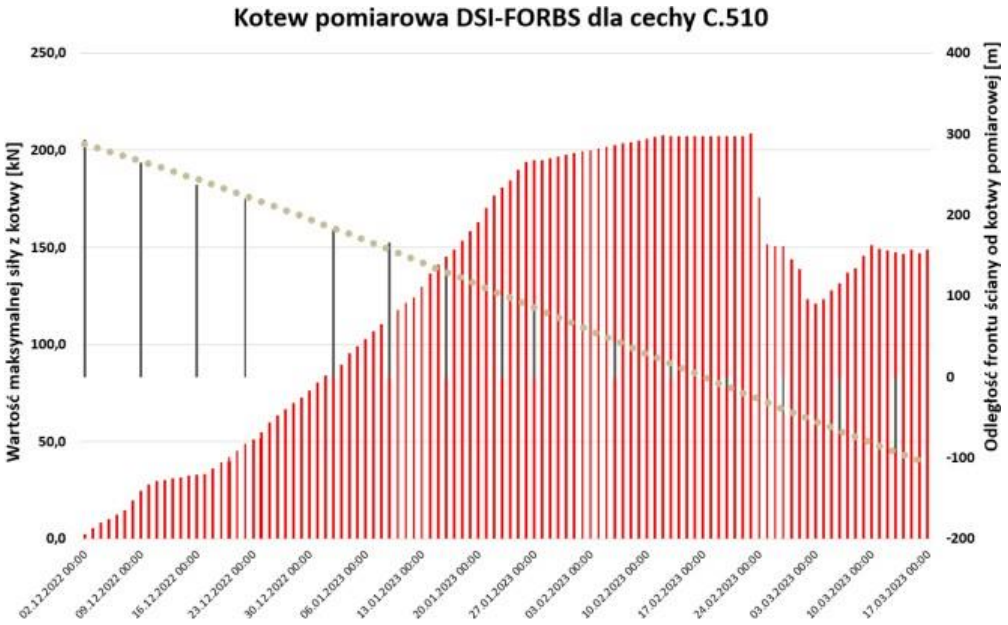
W skład budowanego systemu monitoringu wchodzi specjalnie stworzone dedykowane oprogramowanie, którego ekran główny przedstawia rysunek 9. Po lewej jego stronie widoczna na nim jest mapa pokładowa z lokalizacją kotew i poglądowo (kolorami) przedstawiony stan kotew. Kolor szary oznacza brak podłączenia kotwy do systemu monitoringu (na rys. 6.5 kotew C. 410) a zielony, że czujniki na kotwach są aktywne i siły monitorowane oraz, że wartość sił nie przekracza

zdefiniowanej wartości progu ostrzegawczego. Progi ostrzegawczy i alarmowy są wyświetlane kolorem pomarańczowym i czerwonym i mogą być ustalane (zmieniane) przez klienta. Ponadto w prawym dolnym rogu wyświetlana jest wartość siły maksymalnej na danej kotwie w czasie zależnym od częstotliwości wykonywania pomiarów w systemie – na rys. 9 wykres przedstawia rosnącą siłę w czasie ostatnich piętnastu godzin. W prawym górnej części ekranu głównego widoczna jest kotew i wszystkie jej czujniki i siły rejestrowane przez nie w danej chwili.



Rys. 9. Ekran główny oprogramowania dla kotew DSI-FORBS.
Fig. 9. Home screen of the DSI-FORBS anchor software.

Wartości sił w kotwach monitorujących w okresie 2 grudnia 2022 r. – 18 marca 2023 r. w relacji do położenia frontu ścianowego względem ~~danej~~ kotew przedstawiono na przykładowym rys. Nr ___
Wdrożenie systemu monitoringu na pierwszym poligonie badawczym okazało się sukcesem, uzyskano spójne dane ze wszystkich kotew pomiarowych w całym założonym okresie monitorowania mimo bardzo trudnych warunków górniczych w chodniku podścianowym ściany eksploatowanej z zawałem skał stropowych. Szczegóły uzyskanych danych na przykładzie kotwy zabudowanej na 510m wybiegu ściany, prezentują się następująco:
W pierwszej fazie okresu monitoringu, gdy front ścianowy 503 znajdował się w odległości od około 300 m do ok. 80m od miejsca instalacji kotwy C. 510m siły maksymalne rejestrowane przez czujniki tej kotwy rosły quasi liniowo, aż do wartości ok. 190 kN. Od tego momentu aż do czasu, gdy ściana „przeszła" obok kotwy i znalazła się ok. 50m za nią nastąpiło ustabilizowanie wartości maksymalnych obciążenia rejestrowanego na kotwie na poziomie ok. 200 kN po czym nastąpił spadek do wartości w przedziale 125-150 kN.

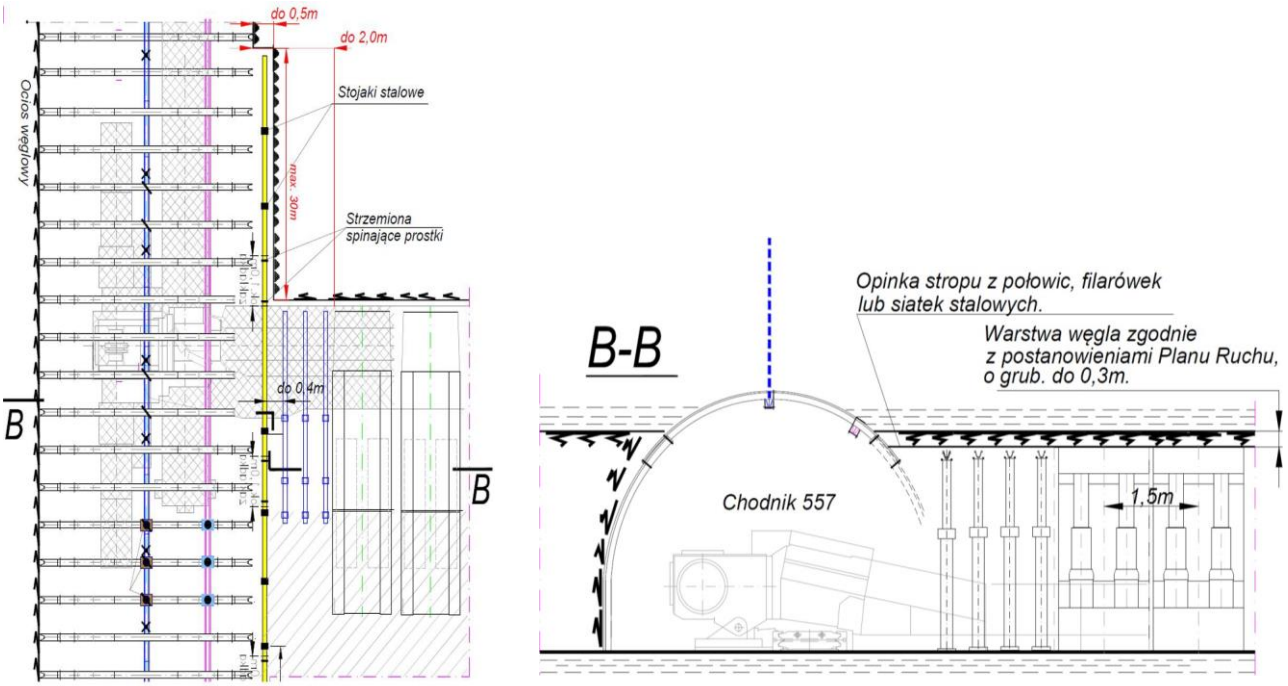


Rys. 10. Wartości maksymalne sił (czerwone słupki) w kotwie C. 510 w okresie 2.12.2022r. – 18.03.2023r. na tle położenia frontu ścianowego względem tej kotwy.

Fig. 10. Maximum values of forces (red bars) in the C. 510 anchor in the period 2.12.2022yr – 18.03.2023yr against the background of the position of the wall front in relation to this anchor.

Podczas prób ruchowych przetestowano także odporność kotew na stosowanie materiałów wybuchowych w ich bliskim sąsiedztwie i to zarówno słabych MW do urabiania węgla w pokładzie, jak i silnych MW (na bazie dynamitu) do wywołania zawału w ścianie, w najbliższym sąsiedztwie kotwy oraz pracę systemu z maksymalną dopuszczalną przez obecną konfigurację sprzętu częstotliwością monitorowania – 1 Hz.

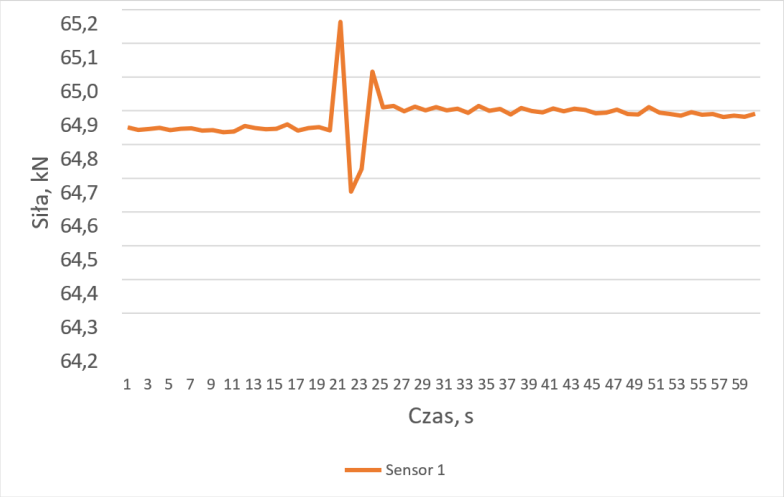
Pierwszy eksperyment związany był z technologią robót w rejonie skrzyżowania ściana – chodnik. Polega ona na wyprzedzającym wykonaniu na zmianie konserwacyjnej przy pomocy materiałów wybuchowych wnęk bezpośrednio w ociosie chodnika, za łukami obudowy. Szerokość takiej wnęki wynosi 0,5 – 0,75 m w najwęższym miejscu, a w związku z krzywizną łuków przy stropie odpowiednio kilkadziesiąt centymetrów więcej. Jej wysokość równa jest wysokości pokładu a długość w zależności od postępu ściany i zwykle w jednej operacji wynosi 6-7,5 m. Obudowę takiej wnęki stanowią stropnice stalowe o długości 6 m podparte stojakami stalowymi (rys. 11).



Rys. 11. Umiejscowienie, wielkość i sposob zabudowy wnęk (wdzierek) na skrzyżowaniu ściana- - chodnik przyścianowy stosowany w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit [50].

Fig. 11. Location, size and method of development of recesses (indentations) at the wall-wall intersection used in KWK Piast-Ziemowit Part Ziemowit.

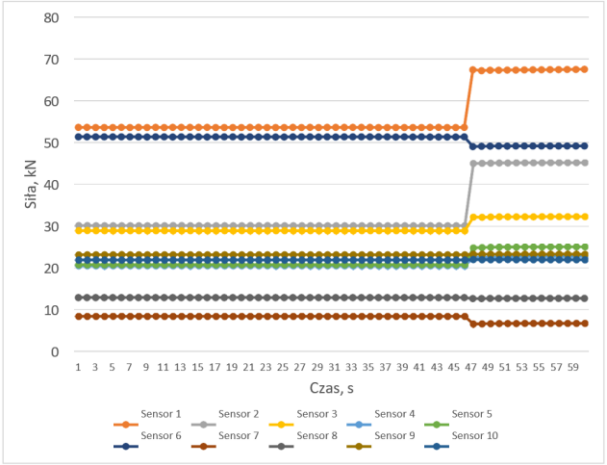
Przyjęta technologia robót oznaczała wykonywanie robót strzałowych w bezpośrednim sąsiedztwie każdej z kotew oprzyrządowanych. Otwory strzałowe wiercono w jednym ociosie chodnika 557, a na drugim prowadzone były kable światłowodowe. Wnęki (wdzierki) wykonywano odpalając ładunki wybuchowe w otworach w ociosie bezpośrednio pod poszczególnymi kotwami światłowodowymi.
Roboty te nie uszkodziły ani kotew ani linii światłowodowych od nich prowadzonych. Postanowiono wykorzystać wykonywanie kolejnej wnęki w sąsiedztwie kotwy. C. 610 do obserwacji zmian sił w kotwach z największą częstotliwością oferowaną przez system interogator/switch zainstalowany na poligonie badawczym w Ruchu Ziemowit a mianowicie 1 Hz.
Do wykonywania robot strzałowych wykorzystano 4,2 kg emulinitu i 14 zapalników o zwłokach 500 ms. O godzinie 9:23:20 odpalono ładunki wybuchowe. Impuls fali sprężystej dotarł prawie natychmiast do kotwy C. 610 i został zarejestrowany na jej czujnikach o numerach 1-7. Przebieg zmian w ciągu jednej minuty na czujniku nr 1 (położonym najpłycej w stropie) przedstawia rysunek 12.



Rys. 12. Impuls fali sprężystej zarejestrowany na czujniku nr 1 kotwy C. 610 w wyniku wykonywania robót strzałowych w jej sąsiedztwie.
Fig. 12 The impulse of an elastic wave recorded on sensor No. 1 of the C. 610 anchor as a result of blasting works in its vicinity.

Tłumienie fali w górotworze spowodowało, że trzy ostatnie czujniki, położone głębiej w stropie na tej kotwie jak i żaden z kotwy oddalonej o 32-38 m nie zarejestrował zmian odkształceń wywołanych wykonywaniem tych robót strzałowych.

Drugi eksperyment związany jest z niewystąpieniem samoistnego zawału skał stropowych w rejonie chodnika 557, nad sekcjami nr 1, 2 i 3, gdy ściana osiągnęła cechę 611,5 m czyli znajdowała się półtora metra za ostatnią kotwą C. 610. Dla wywołania zawału odwiercono w stropie chodnika otwór strzałowy, w miejscu o cesze 604,5 m, czyli 5,5 m od kotwy i 7 m od ściany. Otwór miał długość 12 m i był nachylony pod katem 65° w stronę ściany. Załadowano go 12 kg ergodynu i zastosowano zapalniki natychmiastowe. O godzinie 22:42:46 odpalono MW w wyniku czego wywołano zawał skał stropowych, jak wcześniej planowano.
Zarówno kotew C. 610 jak i wszystkie połączenia światłowodowe przetrwały strzelanie a wszystkie czujniki kotwy zarejestrowały zmianę siły wywołaną odpaleniem ładunków wybuchowych i ruchem brył skalnych w strefie zawału (rys. 13).



Rys. 13. Wpływ strzelania wstrząsowego w stropie dla wywołania zawału skał stropowych na wartość siły we wszystkich czujnikach kotwy C.610.
Fig. 13. The influence of concussive shooting in the roof to induce collapse of roof rocks force value in all sensors of the C.610 anchor.

Szczególnie duża zmiana zarejestrowana została na czujnikach 1 i 2, na których w ciągu jednej sekundy siła rośnie o ok. 15 kN.

Podsumowując wszystkie pięć kotew nie tylko przetrwało w warunkach bardzo korozyjnego odziaływania silnie zasolonych wód kopalnianych ale również bardzo trudne warunki górnicze w chodniku podścianowym czynnej ściany wydobywczej. Widok jednej z kotew w chodniku za frontem ściany przedstawia rysunek 14.



Rys. 14. Jedna z kotew oprzyrządowanych wklejonych w stropie chodnika 557 z podłączonym światłowodem do złącza kotwy chronionego obudową metalową koloru żółtego. Na zdjęciu widoczne są elementy zasadniczej podporowej obudowy wyrobiska – łuki stalowe, rozpory i siatka okładzinowa a także wzmocnienie w postaci podciągów stalowych przykotwionych kotwami strunowymi oraz szyna kolejki podwieszanej, zawieszonej na łańcuchach na pierwszym planie.
Fig. 14. One of the instrumented anchors glued into the ceiling of walkway 557 with optical fiber connected to the anchor connector protected by a yellow metal casing. The photo shows the elements of the main supporting casing of the excavation - steel arches, struts and lining mesh, as well as reinforcement in the form of steel beams anchored with string anchors and the rail of the suspended railway suspended on chains in the foreground.

Roboty strzałowe wykonywane w najbliższym sąsiedztwie kotew i to zarówno służące wykonywaniu odcinków ściany w obudowie indywidualnej jak i strzelaniu wstrząsowemu nie miały negatywnego wpływu na kotwy, co więcej kotwy zarejestrowały zmiany sił wywoływane odpaleniem materiałów wybuchowych.

4. PODSUMOWANIE I WNIOSKI KOŃCOWE

1) Pięć kotew produkcji DSI Merol o długości 2,5 m, średnicy 22 mm wyposażonych w 10 czujników w postaci siatek Bragga na każdej z nich zainstalowano w wyrobisku podziemnym KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit w Lędzinach w odstępach 50 m, w stropie wyrobiska w miejscach o cechach 410, 460, 510, 560 i 610 m w chodniku podścianowym i utrzymały ciągłość działania przez półroczny okres monitorowania.
2) Wszystkie pięć kotew nie tylko przetrwało w warunkach bardzo korozyjnego odziaływania silnie zasolonych wód kopalnianych ale również bardzo trudne warunki górnicze w chodniku podścianowym czynnej ściany wydobywczej.
3) Spawane połączenia światłowodowe dobrej jakości (o niskim tłumieniu) spełniły swoją rolę – stwierdzono konieczność wyeliminowania złączek. Kolejnym krokiem w następnym poligonie planuje się również eliminacja połączeń spawanych, te będą stosowane tylko jako naprawcze w przypadku uszkodzenia światłowodu.
4) Żadna z kotew nie uległa zniszczeniu do końca okresu monitorowania a obciążenia na poziomie ponad 90% ich nośności związane z bardzo dużymi deformacjami w utrzymywanym chodniku nie spowodowały uszkodzenia światłowodów na nich, co najwyżej utracono funkcjonalność pojedynczych czujników (FBG) ale nie ciągłość światłowodu i odczyt sygnału był ciągle możliwy.
5) Kotwy i czujniki na nich i połączenia światłowodowe przetrwały roboty strzałowe zarówno związane z urabianiem węgla w pokładzie jak i wywoływaniem zawału materiałów wybuchowych na bazie dynamitu prowadzonych w bardzo bliskiej od nich odległości.
6) Dla lepszego wykorzystania czujników FBG w rejestracji zjawisk dynamicznych rekomenduje się zwiększenie częstotliwości zapisu do kilkuset Hz – dostępne na rynku interogatory i switche pozwalają na nawet 900 Hz co da możliwość wykorzy-

stania czujników FBG jako uzupełniającego oprzyrządowania geofizycznego.

7) Dla szczegółowej interpretacji danych konieczne jest dokładne opisanie litologii otworów (profili geologicznych), w których instalowane będą kotwy DSI-FORBS oraz użycie kamery introskopowej dla identyfikacji szczelin.
8) Konieczne jest zaznaczenie linii umieszczenia czujników FBG na kotwie dla znajomości ich orientacji w wyrobisku.
9) Oprogramowanie działało poprawnie, drobne korekty wprowadzono w trakcie monitoringu.
10) W przypadku gdy obciążenie kotew sięgają 90% nośności granicznej potrzeba dodatkowych testów dla uczynienia wyników jednoznacznymi.
11) Przetestowanie kotew standardowych z czujnikami FBG o zwiększonej ciągliwości (3% zamiast 1%) oraz kotew o większych średnicach będzie znaczącym krokiem w udoskonaleniu produktu.
12) Wydaje się, że bardzo istotnym dopełnieniem systemu monitoringu będzie opracowanie światłowodowego rozwarstwieniomierza pozwalającego mierzyć zdalnie i w sposób ciągły (24/7) nawet znaczne rozwarstwienia w stropie, zachodzące nie tylko na głębokości 2-3m, gdzie instalowane są kotwy prętowe ale także powyżej np. 5, 10 czy 20m w stropie wyrobiska.

5. LITERATURA

1) Rahimi, B.; Sharifzadeh, M.; Feng, X.T. Ground behaviour analysis, support system design and construction strategies in deep hard rock mining—Justified in Western Australian's mines. J. Rock Mech. Geotech. Eng. 2020, 12, 1–20.
2) Manyelo, K.; Kolapo, P. Investigating the effectiveness of a ground support system implemented on Block A: A case study of Southern Africa Metalliferous Mine. J. Sustain. Min. 2022, 21, 15–26.
3) Liu, W.; Qian, D.; Yang, X.; Wang, S.; Deng, J.; Cui, Q.; Li, Z. Stress Relief and Support for Stability of Deep Mining Roadway with Thick Top Coal in Hujiahe Coal Mine with the Risk of Rock Burst. Shock Vib. 2021, 2021, 1–16.
4) Qian, D.; Deng, J.; Wang, S.; Yang, X.; Cui, Q.; Li, Z.; Jin, S.; Liu, W. Deformation Characteristics and Control Countermeasures for Surrounding Rock of Deep Roadway under Mining Disturbance: A Case Study. Shock Vib. 2022, 2022, 1–12.
5) Ghorbani, M.; Shahriar, K.; Sharifzadeh, M.; Masoudi, R. A critical review on the developments of rock support systems in high stress ground conditions. Int. J. Min. Sci. Technol. 2020, 30, 555–572.
6) Campbell, A.; Lilley, C.; Waters, S.; Jones, P. Geotechnical Analysis and Ground Support Selection for the Ernest Henry Crusher Chamber. In Proceedings of the Seventh International Symposium on Ground Support in Mining and Underground Construction, Australian Centre for Geomechanics, Perth, Australia, 13–15 May 2013; pp. 437–450.
7) Masoudi, R.; Sharifzadeh, M. Reinforcement selection for deep and high-stress tunnels at preliminary design stages using ground demand and support capacity approach. Int. J. Min. Sci. Technol. 2018, 28, 573–582.
8) Villaescusa, E.; Kusui, A.; Drover, C. Ground Support Design for Sudden and Violent Failures in Hard Rock Tunnels. Proceedings of 9th Asian Rock Mechanics Symposium, Bali, Indonesia, 18– 20 October 2016; Available online: https://rockmechanics.curtin.edu.au/wp- content/uploads/sites/15/2016/11/ARMS9_Keynote-Paper Villaescusaetal-FINAL2016.pdf (accessed on 15 October 2022).
9) Mikula, P.; Gebremedhin, B. Empirical selection of ground support for dynamic conditions using charting of support performance at Hamlet mine. In Deep Mining 2017: Eighth International Conference on Deep and High Stress Mining; Wesseloo, J., Ed.; Australian Centre for Geomechanics: Perth, Australia, 2017; pp. 625–636.
10) Dunn, M.J. Dynamic ground support—Design methodologies and uncertainties. In Deep Mining 2017; Proceedings of the Eighth International Conference on Deep and High Stress Mining; Wesseloo, J., Ed.; Australian Centre for Geomechanics: Perth, Australia, 2017; pp. 637–650.
11) Louchnikov, V.; Sandy, M.P. Selecting an optimal ground support system for rockbursting conditions. In Deep Mining 2017: Eighth International Conference on Deep and High Stress Mining;Wesseloo, J., Ed.; Australian Centre for Geomechanics: Perth, Australia, 2017; pp. 613– 623.
12) Baranowski, P.; Damaziak, K.; Mazurkiewicz, Ł.; Mertuszka, P.; Pytel,W.; Małachowski, J.; Pałac-Walko, B.; Jones, T. Destress Blasting of Rock Mass: Multiscale Modelling and Simulation. Shock Vib. 2019, 2019, 1–11.
13) Stephenson, R.M.; Sandy, M.P. Ground control methods in squeezing and rockburst-prone ground in mining—case studies and benchmarking. Deep Mining 2017: Eighth International Conference on Deep and High Stress Mining; Wesseloo, J., Ed.; Australian Centre for Geomechanics: Perth, Australia, 2017; pp. 681–692.
14) Brady, T.; Pakalnis, R.; Clark, L. Design in Weak Rock Masses: Nevada Underground Mining Operations. SME Annual Meeting, 28 February –2 March 2005, Salt Lake City, Utah. Available online: https://core.ac.uk/download/pdf/144182179.pdf (accessed on 15 October 2022).
15) Jing, H.;Wua, J.; Yin, Q.;Wang, K. Deformation and failure characteristics of anchorage structure of surrounding rock in deep roadway. Int. J. Min. Sci. Technol. 2020, 30, 593–604.
16) Malekia, H.; Lawson, H. Analysis of Geomechanical Factors Affecting Rock Bursts in Sedimentary Rock Formations. Procedia Eng. 2017, 191, 82–88
17) Fuławka, K.; Stolecki, L.; Szumny, M.; Pytel, W.; Jaśkiewicz-Pro´c, I.; Jakić, M.; Nöger, M.; Hartlieb, P. Roof Fall Hazard Monitoring and Evaluation—State-of-the-Art Review. Energies 2022, 15, 8312.
18) Mai, W.; Janiszewski, M.; Uotinen, L.; Mishra, R.; Rinne, R. Monitoring of rock stress change using instrumented rebar rock bolts. IOP Conf. Ser.: Earth Environ. Sci. 2021, 833, 012141.

19) Liang, M.; Fang, X.; Song, Y.; Li, S.; Chen, N.; Zhang, F. Research on Three-Dimensional Stress Monitoring Method of Surrounding Rock Based on FBG Sensing Technology. Sensors 2022, 22, 2624. [PubMed].
20) Waclawik, P.; Kukutsch, R.; Konicek, P.; Ptacek, J.; Kajzar, V.; Nemcik, J.; Stas, L.; Soucek, K.; Vavro, M. Stress State Monitoring in the Surroundings of the Roadway Ahead of Longwall Mining. Procedia Eng. 2017, 191, 560–567.
21) Stolecki, L.; Szczerbi ´ nski, K. Practical Use of Measuring the Deflection of Roof Layers in the Assessment of the Stability of Mining Excavations in the Polish Copper Ore Mine "Polkowice- Sieroszowice". Mining 2022, 2, 13–31.
22) Walke, D.V.; Yerpude, R.R. Significance of Strata Monitoring Instruments in Roof Fall Risk Assessment of an Underground Coal Mine. Int. J. Sci. Res. 2015, 5, 1–8.
23) Małkowski, P.; Ostrowski, Ł. Convergence monitoring as a basis for numerical analysis of changes of rock-mass quality and Hoek-Brown failure criterion parameters due to longwall excavation. Arch. Min. Sci. 2019, 64, 93–118.
24) Blachowski, J.; Milczarek, W.; Stefaniak, P. Deformation Information System for Facilitating Studies of Mining-Ground Deformations, Development, and Applications. Nat. Hazards Earth Syst. Sci. 2014, 14, 1677–1689.
25) Koperska,W.; Stachowiak, M.; Jachnik, B.; Stefaniak, P.; Bursa, B.; Stefanek, P. Machine Learning Methods in the Inclinometers Readings Anomaly Detection Issue on the Example of Tailings Storage Facility. In Artificial Intelligence for Knowledge Management. AI4KM 2021. IFIP Advances in Information and Communication Technology; Mercier-Laurent, E., Kayalica, M.Ö., Owoc, M.L., Eds.; Springer: Cham, 2021; p. 614.
26) Pytlik, A.; Pytlik, M. Czujniki do monitoringu siły naciągu kotwi górniczych przy obciążeniu statycznym i dynamicznym. Przegląd Górniczy 2016, 72, 38–47.
27) Fuławka, K.; Mertusza, P.; Pytel, W. Monitoring of the stability of underground workings in Polish copper mines conditions. E3S Web Conf. 2018, 29, 00008.
28) Song, G.; Li,W.;Wang, B.; Ho, S.C.M. A Review of Rock Bolt Monitoring Using Smart Sensors. Sensors 2017, 17, 776
29) Dong, J.; Xie, Z.; Zheng, G.; Gao, K. Monitoring rock bolt safety based on FBG sensors. AIP Advances 2022, 12, 025305.
30) Liu, Z.; Zhou, C.; Lu, Y.; Yang, X.; Liang, Y.; Zhang, L. Application of FRP Bolts in Monitoring the Internal Force of the Rocks Surrounding a Mine-Shield Tunnel. Sensors 2018, 18, 2763.
31) Skrzypkowski, K. Case Studies of Rock Bolt Support Loads and Rock Mass Monitoring for the Room and Pillar Method in the Legnica-Głogów Copper District in Poland. Energies 2020, 13, 2998.
32) Dong, J.; Xie, Z.; Zheng, G.; Jiang, H. Monitoring the safety status of service bolts in mining roadways. PLoS ONE 2022, 17, e0267099.
33) Smith-Boughner, L.; Anderson, Z.; Sun, Z.; Levesque, D.; Kruger, S.; Quenneville, Y.; Jalbout, A.; Szirti, J.; Royer, R.; Lacroix, R. Ground Support Loading Monitored with Rock Bolt Sensor (RBS™) and Relationship to Nearby Production and Seismicity. In Proceedings of the Proceedings of the Second International Conference on Underground Mining Technology; Australian Centre for Geomechanics: Perth, Australia, 2020; pp. 273–284.
34) Farmer, I.W. Stress Distribution along a Resin Grouted Rock Anchor. J. Rock Mech. Min. Sci. 1975, 12, 347–351. .
35) Freeman, T.J. Behaviour of Fully Bonded Rock Bolts in the Kielder Experimental Tunnel. International J. Rock Mech. Min. Sci. 1978, 15, A107.
36) Serbousek, M.O.; Signer, S.P. Linear Load-Transfer Mechanics of Fully Grouted Roof Bolts. In Raport of Investigations 9135; Bureau of Mines: Washington, DC, USA, 1987; pp. 1–17.
37) Pytel, W. Roof strata horizontal movement assessed by instrumented bolts monitoring and FEM modelling. In Proceedings of the International Symposium on Roofbolting in Mining, 5. Internationales Kolloquium: Ankerausbau im Bergbau, Aachen, Germany, 2–3 June 2004; pp. 425– 441.
38) Hyett, A.J.; Mitri, H.; Spearing, A.J. Validation of two new technologies for monitoring the in situ performance of rock bolts. In Proceedings of the Rockbolting and Rock Mechanics in Mining, 7th Aachen International Symposium, AIMS, Abisko, Sweden, 28 August–2 September 2012; pp. 177–190.
39) Farmer, I.W.; Shelton, P.D. Factors that affect underground rockbolt reinforcement systems design. J. Rock Mech. Min. Sci. 1980, 17, A118.
40) Spearing, A.J.S.; Hyett, A.J.; Kostecki, T.; Gadde, M. New technology for measuring the in situ performance of rock bolts. J. Rock Mech. Min. Sci. 2013, 57, 153–166.
41) Pytel, W.; Mertuszka, P.; Fabiańczyk, E.; Fuławka, K. System obserwacji zachowania się stropu bezpośredniego oparty na wklejanej kotwi oprzyrządowanej. Wiadomości Górnicze 2016, 67, 654–664.
42) Nellen, P.M.; Frank, A.; Broennimann, R.; Sennhauser, U.J. Optical Fiber Bragg Gratings for Tunnel Surveillance; Claus, R.O., Spillman, W.B., Jr., Eds.; SPIE: Newport Beach, CA, USA, 2000; p. 263.
43) Zhou, Z.; Ou, J. Development of FBG sensors for structural health monitoring in civil infrastructures. In Sensing Issues in Civil Structural Health Monitoring; Ansari, F., Ed.; Springer: Dordrecht, The Netherlands, 2005; pp. 197–207. ISBN 9781402036606.
44) Schroeck, M.; Ecke,W.; Graupner, A. Strain Monitoring in Steel Rock Bolts Using FBG Sensor Arrays; Rogers, A.J., Ed.; SPIE: Glasgow, UK, 2000; pp. 298–304.
45) Naruse, H.; Uehara, H.; Deguchi, T.; Fujihashi, K.; Onishi, M.; Espinoza, R.; Guzman, C.; Pardo, C.; Ortega, C.; Pinto, M. Application of a Distributed Fibre Optic Strain Sensing System to Monitoring Changes in the State of an Underground Mine.Meas. Sci. Technol. 2007, 18, 3202– 3210.
46) Hyett, A.J.; Forbes, B.; Spearing, A.J.S. Enlightening Bolts: Determination of the strain profile along fully grouted rock bolts using distributed optical sensing. In Proceedings of the 32nd International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, VI, USA, 30 July–1 August 2013; pp. 107–112.

47) Forbes, B. The Application of Distributed Optical Sensing for Monitoring Support in Underground Excavations. MSc Dissertation, Department of Geological Sciences & Geological Engineering, Queen's University, Kingston, ON, Canada, 2015.
48) Forbes, B.; Vlachopoulos, N.; Hyett, A.J. An optical sensor for capturing the three-dimensional bending of bolts. In Ground Support 2016; Nordlund, E., Jones, T.H., Eitzenberger, A., Eds.; Lulea University of Technology: Lulea, Sweden, 2019.
49) Ficek P, Modrzik M. i Budzyński P.: Rola obudowy kotwowej w utrzymaniu wyrobisk przyścianowych w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit. W sesji: Obudowy kotwiowe na drodze do poprawy efektywności drążenia wyrobisk Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2018, Kraków.
50) Modrzik M., Kuczowicz K., Mąsior J. i Cudny S.: Wyprzedzająca zabudowa obudowy indywidualnej ścian wydobywczych na przykładzie KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit. W sesji: Nowe techniki i technologie w podziemnej eksploatacji złóż Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2018, Kraków.

THE DSI-FORBS (FIBER OPTIC ROCK BOLTS SYSTEM) FIBER – OPTIC MEASUREMENT SYSTEM USED AT PGG S.A. COAL MINE PIAST-ZIEMOWIT PART ZIEMOWIT.

ABSTRACT: This article concerns tasks carried out over the last three years aimed at developing a measurement solution intended for monitoring rock masses using the FORBS fiber-optic measurement system during the operation of an underground working in the Ziemowit mine (PGG). The main element that draws attention of this article is the structure of a steel rod anchor (Ø22x2500mm) from MEROL, used to strengthen the rock mass in underground workings of mining plants, equipped with a fiber-optic measurement system based on point sensors with a Bragg grating (FBG - Fiber Bragg Grating).
The article contains:
- information about the item, which is the FORBS fiber optic measuring anchor,
- description of the applied and conducted experimental tests of the FORBS anchor,
- description of the installation and testing of the FORBS fiber optic measurement system in the operating conditions of the underground workings of the Ziemowit mine,
- results of tests performed.

Obudowa wyrobisk długotrwałych w świetle badań "*in situ*" - wymagania i kierunki rozwoju

Daniel Ciemała
JSW S.A. KWK „Knurów-Szczygłowice", Knurów

Piotr Głuch
PRO-KOM, Ornontowice

Marek Jendryś
Politechnika Śląska, Gliwice

Adam Ratajczak
JSW S.A. KWK „Knurów-Szczygłowice", Knurów

STRESZCZENIE: Wyrobiska długotrwałe do których można zaliczyć główne wyrobiska udostępniające jak przecznice bądź przekopy, powinny charakteryzować się statecznością oraz funkcjonalnością w całym okresie ich użytkowania. Duża zmienność warunków geologiczno-górniczych, a także niedostateczne rozpoznanie parametrów masywu skalnego na wybiegu tych wyrobisk stanowi duże utrudnienie na etapie doboru konstrukcji obudowy dla zapewnienia trwałej stateczności wyrobiska. W artykule przedstawiono zmienność parametrów górotworu w czasie oraz zasięg strefy spękań w oparciu o wykonane badania penetrometryczne i endoskopowe warstw stropowych dwóch wyrobisk udostępniających złoże na poziomie 850 m, wydrążonych w obudowie łukowej podatnej w latach 2004 do 2008 bieżącego stulecia. Ponadto przedstawiono wymagania i kierunki stawiane nowym rozwiązaniom obudowy dla wyrobisk długotrwałych w aspekcie wykorzystania nośności skał górotworu do przenoszenia obciążeń – confinement of rock mass.

SŁOWA KLUCZOWE: górnictwo, obudowa górnicza, stateczność wyrobiska

1. WPROWADZENIE

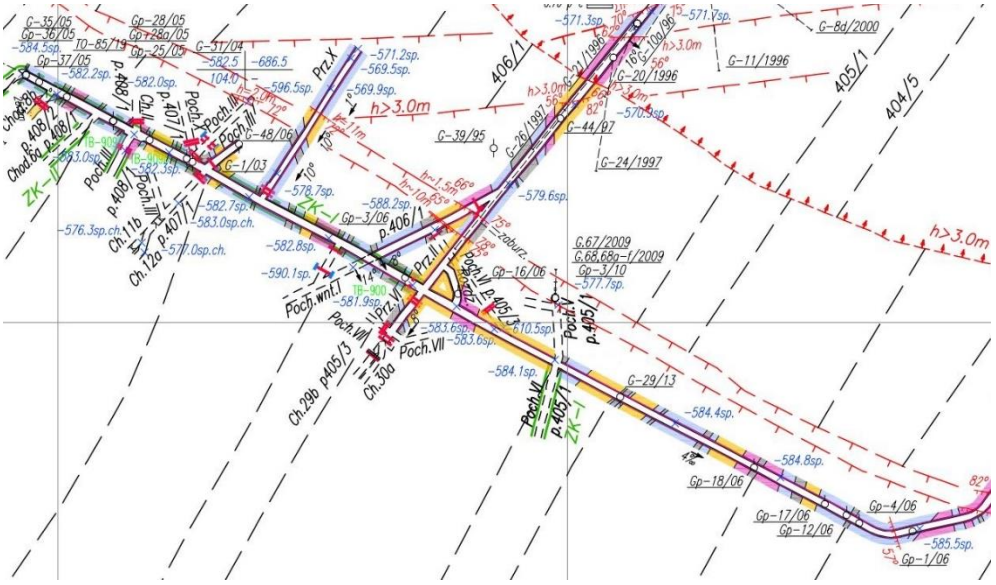
Wyrobiska długotrwałe, do których można zaliczyć główne poziome wyrobiska udostępniające złoże, są istotnym elementem dołowej infrastruktury kopalni zapewniającej prawidłowe funkcjonowanie cyklu produkcyjnego kopalni. W wyrobiskach tych prowadzony jest transport załogi oraz materiałów, transportowany jest urobek oraz wszelkiego rodzaju media eksploatacyjne, a także doprowadzane lub odprowadzane jest nimi powietrze kopalniane dla zapewnienia stosownych warunków i bezpieczeństwa pracy. Główne wyrobiska udostępniające powinny zatem charakteryzować się stałą statecznością i funkcjonalnością w całym okresie ich użytkowania. Wiąże się to głównie z właściwie dobraną konstrukcją obudowy uwzględniającej zróżnicowane warunki geologiczno-górnicze na całej długości projektowanego wyrobiska. Niewłaściwie dobrana obudowy wyrobiska ostatecznie jest przyczyną wykonania kosztownej przebudowy wyrobiska – aktualnie koszt przebudowy 1 metra bieżącego wyrobiska w obudowie łukowej podatnej ŁP10, waha się w przedziale od około 15 000 zł do około 20 000 zł. Jedną z przyczyn niewłaściwej dobranej obudowy jest niedostateczne rozpoznanie parametrów wy-

trzymałościowych górotworu, zwłaszcza w przypadku wyrobisk udostępniających na wybiegu których występuje znaczna zmienność struktur skalnych. Pomocnym narzędziem dla właściwego rozpoznania górotworu oprócz badań penetrometrycznych mogą być badania endoskopowe, które przedstawiają zasięg strefy spękań w stropie wyrobiska i są pomocne w doborze obudowy kotwowej stanowiącej wzmocnienie obudowy podporowej. Przedstawione w artykule dwa przykłady wyrobisk udostępniających na poziomie 850 m obrazują złożoność problemu doboru konstrukcji obudowy w zróżnicowanych i zmiennych w czasie warunkach geologiczno-górniczych w aspekcie zapewnienia stateczności i funkcjonalności wyrobiska.

2. ANALIZA WARUNKÓW GEOLOGICZNO-GÓRNICZYCH

2.1. *Przekop w południowo-zachodniej części złoża*

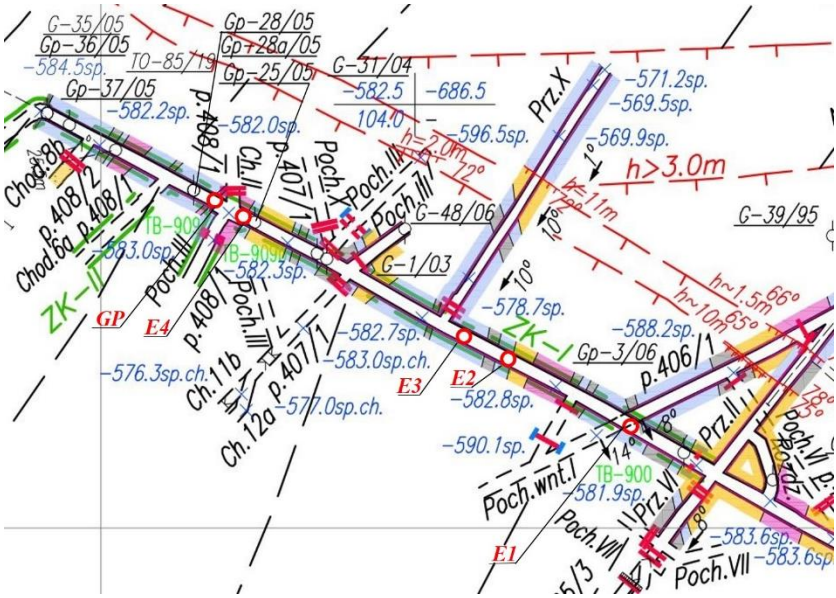
Przedmiotowy przekop został wydrążony w 2004÷2005 roku przy użyciu materiałów wybuchowych na głębokości 850 m. Wyrobisko to zostało wykonane w obudowie łukowej podatnej ŁP10 z kształtownika V29 w rozstawie odrzwi co 0,75÷1,0 m z wykładką kamienną, gdzie opinkę stanowiły okładziny żelbetowe, a obudowę stabilizowano rozporami wieloelementowymi. Przekop został wykonany w warstwach iłowca, mułowca i piaskowca przecinając swym wybiegiem, wynoszącym około 750 m, liczne pokłady węgla warstw rudzkich, z których wykonano wyrobiska przygotowawcze dla ścian wydobywczych. Ponadto przekop został wykonany wzdłuż strefy uskokowej znajdującej się w odległości około 40 m. Przekrój struktur skalnych na długości omawianego wyrobiska przedstawia poniższy rysunek.



Rys. 1. Zaleganie warstw skalnych na długości przekopu
Figure 1. Deposition of rock layers along the length of the cross heading

W trakcie drążenia przekopu wykonano badania penetrometryczne w 9 otworach badawczych na podstawie których, średnia wytrzymałość na ściskanie warstw stropowych wahała się

w granicach od 20,4 MPa do 36,7 MPa. Przecinane pokłady węgla warstw rudzkich charakteryzowały się miąższościom od 1,6 m do 2,6 m oraz średnią wytrzymałościom na ściskanie na poziomie około 11 MPa.
W czasie użytkowania przekopu, zwłaszcza w rejonach przecinanych pokładów węgla, wystąpiły problemy z statecznością wyrobiska, która polegała na deformacji łuków stropnicowych i ociosowych od strony strefy uskokowej, co w efekcie skutkowało koniecznością wykonania przebudowy wyrobiska dla przywrócenia jego gabarytów ruchowych. Mimo prowadzonych przebudów wyrobiska w cięższych kształtownikach ze stali o podwyższonych parametrach mechanicznych, niejednokrotnie w zagęszczeniu do 0,6 m, obserwuje się ciągłe wzrastające obciążenie obudowy wyrobiska połączone z zaciskanie wyrobiska i postępującą deformacją obudowy.
Dla rozwiązania problemu z zapewnieniem stateczności przekopu w celu określenia prawdopodobnego stopnia zniszczenia struktur skalnych w stropie wyrobiska wykonano badania endoskopowe w czterech otworach badawczych (*E1÷E4*) o długości około 10 m oraz wykonano otwór do badań penetrometrycznych *GP* z którego pobrano dodatkowo rdzeń wiertniczy. Rozmieszczenie otworów badawczych na długości analizowanego wyrobiska przedstawiono poniżej.

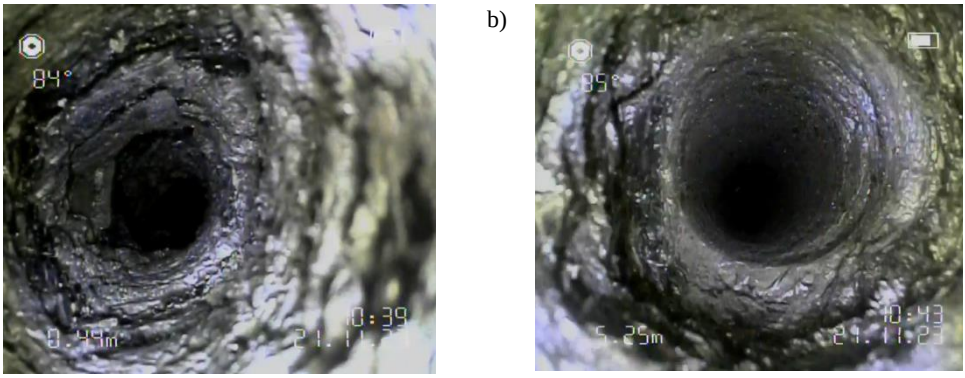


Rys. 2. Rozmieszczenie otworów badawczych na długości przekopu
Figure 2. Location of test drillholes along the length of the cross heading

Otwory badawcze *E1* oraz *E4* wykonano w warstwach łupka ilastego oraz łupka ilastego z wkładkami węgla. Warstwy skalne na długości tych otworów charakteryzują się licznymi nieciągłościami w postaci szczelin wypełnionych rumoszem skalnym oraz niejednokrotnie całkowitym zniszczeniem pobocznicy otworu w postaci rumoszu skalnego. Zasięg strefy spękań w otworze *E1* sięga około 6,2 m, a w otworze *E4* około 8,4 m. Zgoła inaczej przedstawiają się struktury skalne w otworze *E2* i *E3*. Na długości przedmiotowych otworów występuje łupek zapiaszczony oraz łupek zapiaszczony z łupkiem ilastym, co skutkuje zasięgiem strefy spękań

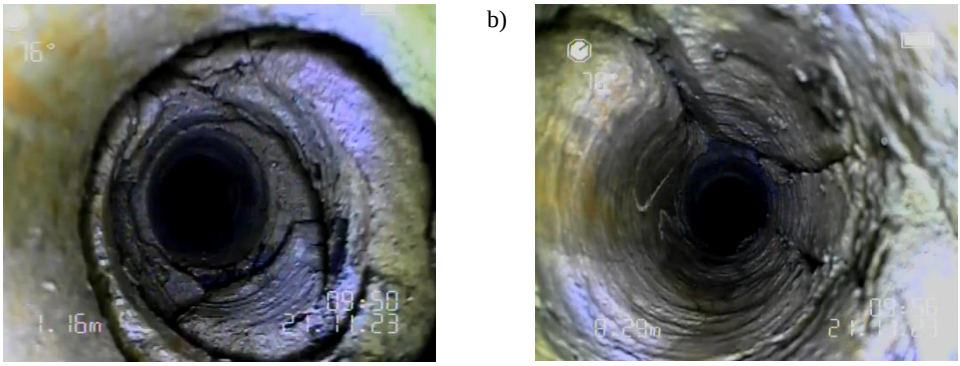
do głębokości około 1,7 m oraz nielicznymi szczelinami i spękaniami. Przykłady nieciągłości struktur skalnych na długości otworów badawczych *E1* i *E4* przedstawiają poniższe rysunki.

a) b)



Rys. 3. Nieciągłości struktur skalnych w otworze badawczym *E1*:
a). zniszczenie pobocznicy otworu – rumosz skalny: 0,44 m głębokości otworu
b). szczelina wypełniona rumoszem skalnym: 5,25 m głębokości otworu
Figure 3. Discontinuities in rock structures in the *E1* test drillhole:
a). destruction of the side of the hole - rock debris: 0.44 m drillhole depth,
b). crack filled with rock ruble: 5.25 m drillhole depth

a) b)



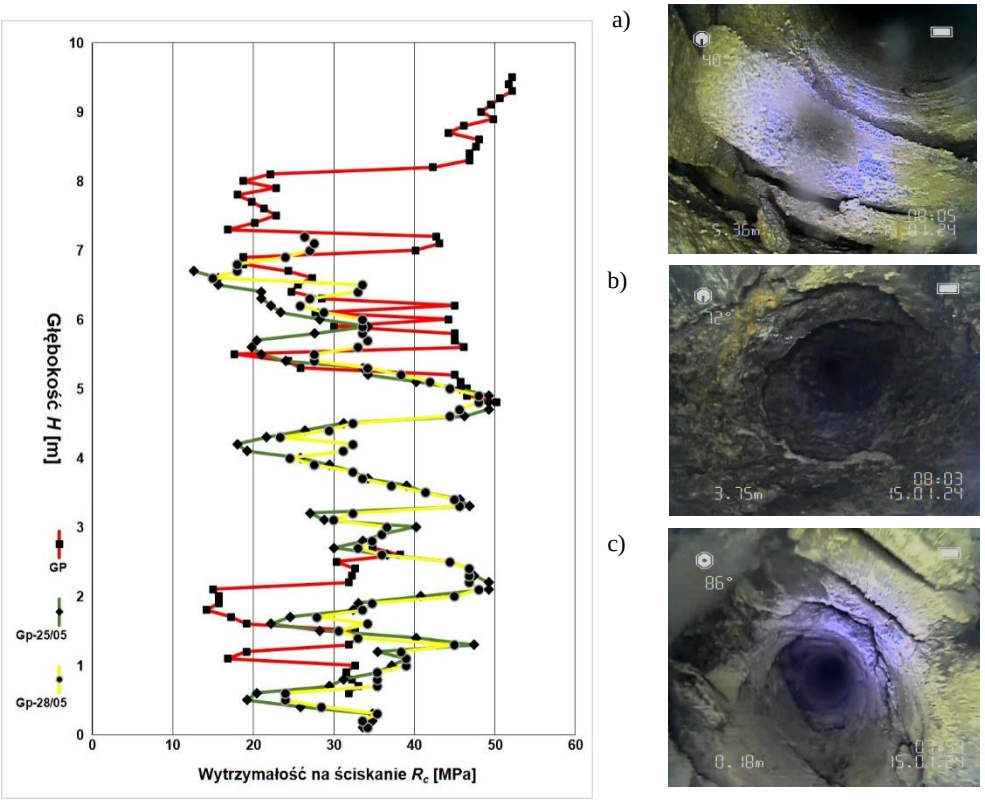
Rys. 4. Nieciągłości struktur skalnych w otworze badawczym *E4*:
a). zniszczenie pobocznicy otworu – rumosz skalny: 1,16 m głębokości otworu,
b). szczeliny podłużne: 8,20 m głębokości otworu
Figure 4. Discontinuities in rock structures in the *E4* test drillhole
a). destruction of the side of the hole – rock debris: 1.16 m drillhole depth
b). longitudinal crack: 8.20 m drillhole depth

Dla określenia wytrzymałości na ściskanie warstw stropowych przekopu wykonano badania penetrometryczne oraz laboratoryjne próbek rdzenia. Badania penetrometryczne wykonane w otworze *GP* o długości 9,5 m porównano z dwoma badaniami penetrometrycznymi przeprowadzonymi w trakcie drążenia przekopu w 2005 roku zlokalizowane w odległości około 20 m od otworu *GP*. Wytrzymałość skał na ściskanie w otworze *Gp*-25/05 o długości 6,7 m wynosiła wówczas 32,53 MPa, a w otworze *Gp*-28/05 o długości 7,2 m wynosiła 34,26 MPa.

Wykonane badania penetrometryczne w otworze *GP*, w którym do głębokości 5,0 m występują naprzemianległe warstwy łupka ilastego i łupka piaszczystego, a od 5,0 m występuje piaskowiec, z powodu niestabilności i zniszczenia pobocznicy otworu pozwalają na określenie wytrzymałości na ściskanie warstw skalnych jedynie na następujących przedziałach głębokości otworu:

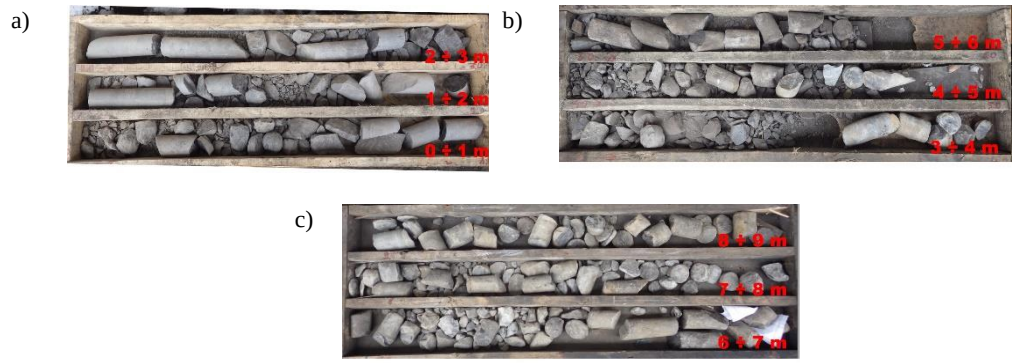
- 0,6÷2,7 m – 26,87 MPa,
- 4,8÷9,5 m – 36,17 MPa.

Graficzny przebieg wytrzymałości na ściskanie na długości otworów penetrometrycznych *GP*, *Gp-25/05* i *Gp-28/05* wraz z przykładowymi zniszczeniami pobocznicy otworu *GP* przedstawia rys. 5.



Rys. 5. Profil wytrzymałościowy otworu *GP*, *Gp-25/05*, *Gp-28/05*
a). szczelina wypełniona rumoszem skalnym – 5,36 m głębokości otworu
b). całkowite zniszczenie pobocznicy otworu (rumosz skalny) – 3,75 m głębokości otworu
c). zniszczenie pobocznicy otworu (rumosz skalny) – 0,18 m głębokości otworu
Figure 5. Strength profile of the drillholes *GP*, *Gp-25/05*, *Gp-28/05*
a). crack filled with rock ruble – 5.36 m depth of the drillhole
b). complete destruction of the side of the drillhole (rock debris) – 3.75 m depth of the drillhole
c). destruction of the side of the drillhole (rock debris) – 0.18 m depth of the drillhole

Badania penetrometryczne w otworze *GP* poprzedzono pobraniem rdzenia, którego widok przedstawia rys. 6. Z przedmiotowego rdzenia pobrano próbki do badań laboratoryjnych z których uzyskano następujące wyniki wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie – tabela 1.



Rys. 6. Widok rdzenia wiertniczego z otworu *GP*
a). 0÷3 m głębokości otworu
b). 3÷6 m głębokości otworu
c). 6÷9 m głębokości otworu
Figure 6. View of the drill core from the *GP* drillhole
a). 0÷3 m drillhole depth
b). 3÷6 m drillhole depth
c). 6÷9 m drillhole depth

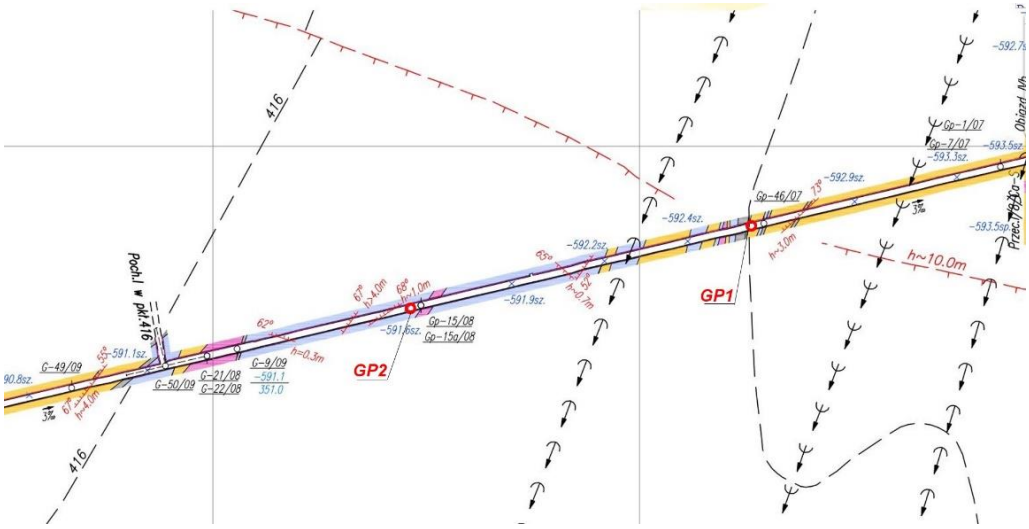
Tabela 1.Wyniki badań wytrzymałościowych próbek pochodzących z otworu *GP*
Table 1. Results of strength tests of samples from the *GP* drillhole

nr próbki	rodzaj skały	mb rdzenia	wymiary próbki		wytrzymałość MPa
			wysokość mm	średnica mm	
1	łupek ilasty	0,15 ÷ 0,21	63,2	48,5	62,4
2	łupek ilasty	1,10 ÷ 1,19	91,6	48,8	53,5
3	łupek ilasty	1,19 ÷ 1,27	77,8	48,5	61,0
4	mułowiec	2,20 ÷ 2,29	84,7	48,5	125,3
5	mułowiec	2,29 ÷ 2,37	73,7	48,4	103,9
6	piaskowiec	5,40 ÷ 5,47	65,5	47,6	87,1
7	piaskowiec	7,70 ÷ 7,78	82,1	45,3	65,7

2.2. *Przekop w północno-zachodniej części złoża*

Przekop udostępniający północno-zachodnią część złoża na głębokości 850 m został wydrążony w latach 2007÷2008 przy użyciu materiałów wybuchowych w obudowie łukowej podatnej ŁP12/V32/4/A i podziałce odrzwi co 0,75÷1,0 m. Początkowy odcinek wyrobiska został wykonany w piaskowcu, a pozostały odcinek w warstwach łupka ilastego oraz łupka piaszczystego. W trakcie drążenia przekopu nacięto kilka uskoków o zrzutach od 0,3 m do 4,0 m. W rejonach tych zaobserwowano wykroplenia wody. Ponadto w trakcie drążenia analizowanego od-

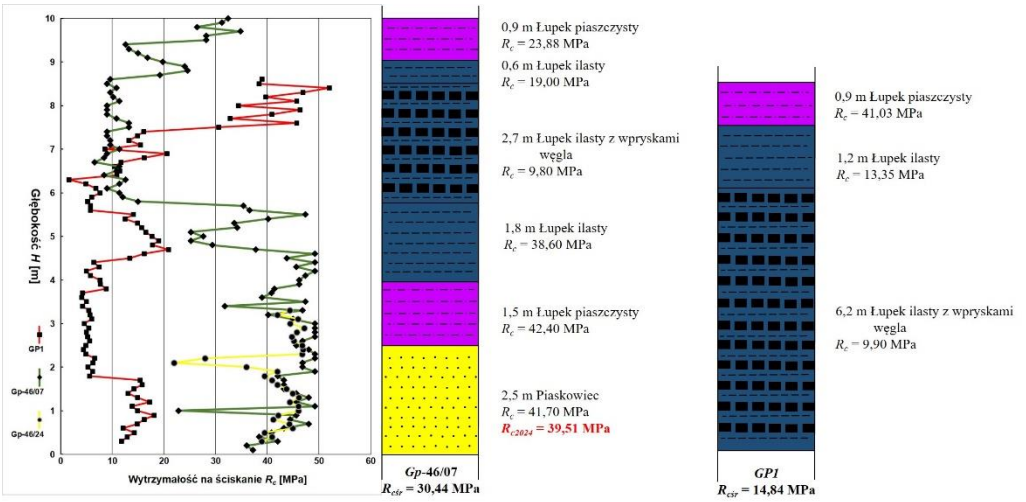
cinka wyrobiska wykonano cztery badania penetrometryczne warstw stropowych, w których wytrzymałość na ściskanie wahała się w przedziale od 32,10 MPa do 42,85 MPa.
Wyrobisko charakteryzuje się pełną statecznością, jedynie w miejscach wykropleń wody z warstw stropowych widoczna jest korozja łuków obudowy.
W celu określenia przebiegu zmienności w czasie wytrzymałości na ściskanie warstw stropowych w pobliżu przeprowadzonych badań penetrometrycznych w otworach *Gp-46/07* i *Gp-15/08* wykonano otwory badawcze *GP1* i *GP2*, w których wykonano badania endoskopowe i penetrometryczne. Rozmieszczenie otworów badawczych na długości wyrobiska oraz przekrój przez struktury skalne wokół wyrobiska przedstawia rysunek 7. Ponadto w otworach *Gp-46/07* i *Gp-15/08* wykonano ponowne badania penetrometryczne, jednak ze względu na czas istnienia otworów i nieznaczne odchylenie ich osi, badania wykonano jedynie na długości odpowiednio 3,3 m i 1,3 m.



Rys. 7. Zaleganie warstw skalnych na długości przekopu oraz miejsca wykonania badań penetrometrycznych i endoskopowych
Figure 7. Deposition of rock layers along the length of the cross heading and places where the tests were performed penetrometric and endoscopic

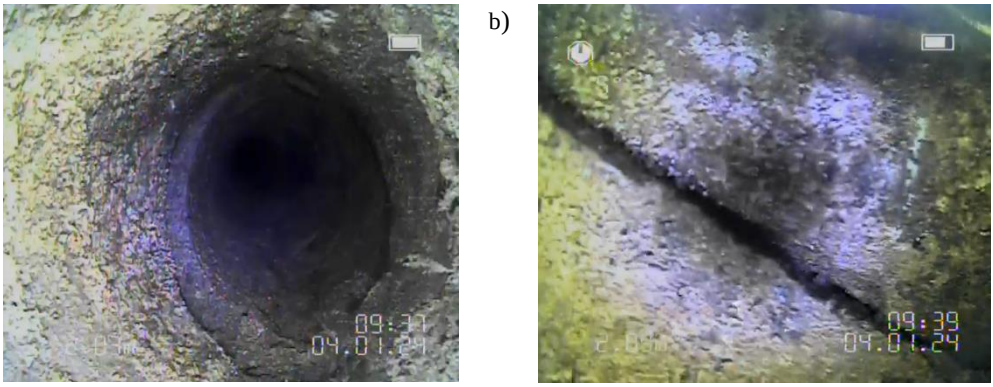
Przeprowadzone badania wytrzymałościowe w otworze *GP1* wykazują podobną wytrzymałość na ściskanie poszczególnych warstw skalnych w odniesieniu do badań z 2007 roku. Dla przykładu wytrzymałość na ściskanie warstwy łupka ilastego z wpryskami węgla w otworze *GP1* wynosi 9,90 MPa, natomiast w otworze *Gp-46/07* wynosi 9,80 MPa. Niewielkie różnice wytrzymałości na ściskanie w przedmiotowych otworach można również zauważyć w warstwach łupka ilastego i łupka piaszczystego. Ponadto przeprowadzone badania wytrzymałościowe warstwy piaskowca w otworze *Gp-46/07* wykonane w 2007 roku (R_c = 41,70MPa) są zbliżone do wyników badań wykonanych w 2024 roku, gdzie R_c = 39,51 MPa. Profile wytrzymałościowe dla powyższych badań penetrometrycznych zobrazowano na rysunku 8.
Powyższe stwierdzenia potwierdzają przeprowadzone badania endoskopowe w otworach *GP1* i *Gp-46/07*. W otworze *GP1* nie występują nieciągłości struktur skalnych, natomiast w otworze *Gp-46/07* stwierdzono występowanie nieciągłości jedynie w warstwie piaskowca objawiające

się spękaniami na 0,3 m, 0,5 m, 0,9 m głębokości otworu oraz dwoma szczelinami na 1,1 m i 2,1 m głębokości otworu. Widok szczeliny na 2,1m głębokości otworu przedstawia rys. 9.



Rys. 8. Profil wytrzymałościowo-litologiczny otworów *Gp-46/07* i *GP1*
Figure 8. Strenght and lithological profile of the *Gp-46/07* and *GP1* drillholes

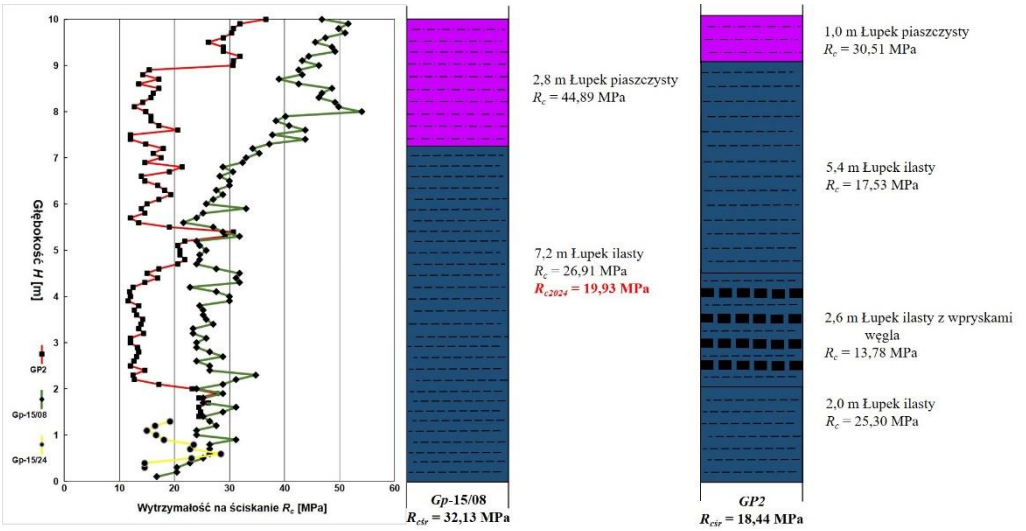
a) b)



Rys. 9. Widok szczeliny w otworze *Gp-46/07* – głębokość około 2,1 m
a). widok w osi otworu
b). widok ścianki otworu
Figure 9. View of the crack in the *Gp-46/07* drillhole – 2.1 m depth of the drillhole
a). view in the axis of the drillhole
b). view of the drillhole wall

Zbliżony zakres badań „*in situ*" przeprowadzono w otworach badawczych *GP2* i *Gp-15/08*. Otwory były zlokalizowane w odległości około 20 m między sobą, dlatego też widać nieznaczne różnice w profilach litologicznych co przedstawiono na rys. 10. W profilu otworu *GP2* występuje warstwa łupka ilastego z węglem, która nie występuje w profilu otworu *Gp-15/08*. Pomiary wytrzymałości pierwszej warstwy łupka ilastego ze względu na niestabilne ścianki otwo-

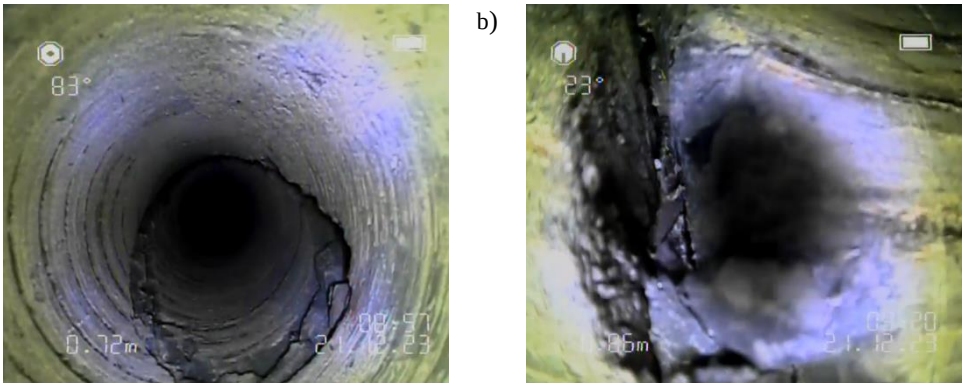
ru rozpoczęto dopiero od 1,4 m głębokości otworu. W dalszej części otworu widać różnicę w wartości wytrzymałości na ściskanie warstwy łupka ilastego, gdzie w otworze *Gp-15/08* wynosi 26,91 MPa, natomiast w otworze *GP2* wynosi 17,53 MPa. W otworze *Gp-15/08* wykonano ponowne badania penetrometryczne, jednak ze względu na przesunięcie warstw skalnych głowicę penetrometru wprowadzono jedynie do głębokości 1,3 m. Wartość wytrzymałości na ściskanie warstwy łupka ilastego na tym odcinku otworu wynosiła 19,93 MPa i była nieznacznie mniejsza od wytrzymałości na ściskanie z 2008 roku, która wówczas wynosiła 26,91 MPa.



Rys. 10. Profil wytrzymałościowo-litologiczny otworów *Gp-15/08* i *GP2*
Figure 10. Strenght and lithological profile of the *Gp-15/08* and *GP2* drillholes

W przedmiotowych otworach wykonano również badania endoskopowe, które wykazały zasięg strefy spękań do około 3,0 m głębokości otworu. W otworze *Gp-15/08* zaobserwowano szczeliny na głębokości otworu 0,7÷1,0 m, 1,3 m oraz 1,7 m. Ponadto zaobserwowano również spękania na głębokości otworu 2,0 m, 2,2 m, 2,5 m i 3,0 m. Widok szczeliny na głębokości 0,7 m otworu przedstawiono na rys. 11.
W otworze *GP2* wykonane badania endoskopowe wykazały zniszczenie pobocznicy otworu od wlotu otworu do 0,5 m głębokości, a od 0,7 m do 1,3 m głębokości otworu występuje całkowite zniszczenie jego pobocznicy połączone z występowaniem rumoszu skalnego.
Wykonane badania „*in situ*" w wyrobisku udostępniającym północno-zachodnią cześć złoża wykazały niewielką różnicę wytrzymałości na ściskanie skał stropowych w odniesieniu do wytrzymałości na ściskanie uzyskanej na podstawie badań na etapie drążenia wyrobiska. Ponadto o stabilności górotworu mogą świadczyć przeprowadzone badania endoskopowe na podstawie których zasięg intensywnych spękań w warstwach stropowych wyrobiska nie przekracza 2 m. Wyrobisko to w pełni zachowuje stateczność oraz funkcjonalność, rys. 12.

a) b)



Rys. 11. Widok szczeliny w otworze *Gp-15/08* – głębokość około 0,7 m
a). widok w osi otworu
b). widok ścianki otworu
Figure 11. View of the crack in the *Gp-15/08* drillhole – 0.7 m depth of the drillhole
a). view in the axis of the drillhole
b). view of the drillhole wall



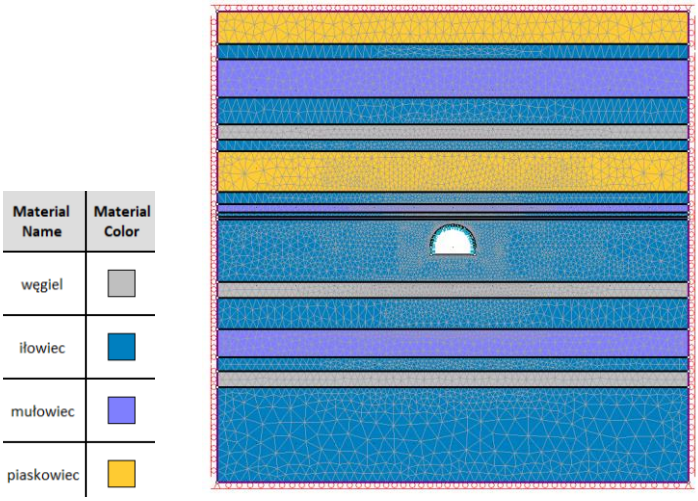
Rys. 12. Widok przekopu – zachowana stateczność i funkcjonalność wyrobiska
Figure 12. View of the cross heading – preserved stability and functionality of the excavation

3. MODEL NUMERYCZNY GÓROTWORU

Model numeryczny górotworu opracowano dla wyrobiska udostepniającego w południowo-zachodniej części złoża w przekroju poprzecznym przebiegającym w miejscu lokalizacji otworu *GP*.

W celu przenalizowania stanu górotworu w rozpatrywanym rejonie, za pomocą programu *RS2* opartego na metodzie elementów skończonych, zbudowany został model numeryczny będący płaską tarczą o jednostkowej grubości i wymiarach 60 m na 60 m, odwzorowujący budowę litologiczną przedmiotowego rejonu, co przedstawiono na rysunku 13.

Model zbudowany został z 14 179 trójkątnych elementów skończonych połączonych w 7 193 węzłach.



Rys. 13. Model numeryczny z podziałem na elementy skończone
Figure 13. Numerical model divided into finite elements

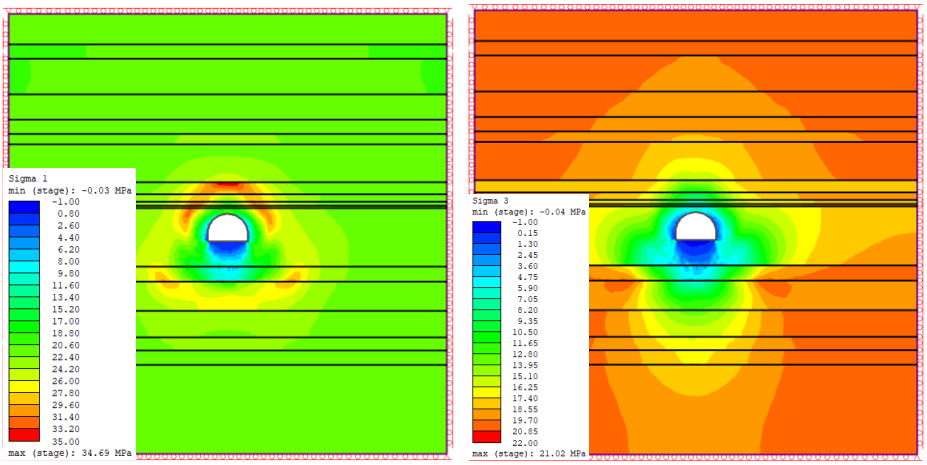
W centralnej części modelu zdefiniowane zostały kontury wyrobiska odpowiadające geometrii zastosowanej obudowy ŁP10. W modelu wyróżniono warstwy zgodnie z profilem otworu *GP* oraz z uwzględnieniem warstw litologicznych wydzielonych na długości analizowanego przekopu.
Dla modelowanego górotworu przyjęty został sprężysto-plastyczny model konstytutywny z warunkiem wytrzymałościowym Hoeka-Browna o parametrach przedstawionych w tabeli 2. Warunki brzegowe zadane zostały poprzez unieruchomienie w kierunku poziomym węzłów leżących na bocznych krawędziach modelu oraz w kierunku pionowym węzłów położonych na krawędzi dolnej. Jako warunki początkowe przyjęto hydrostatyczny stan naprężenia o wartości 21,25 MPa wynikający z iloczynu głębokości i średniego ciężaru objętościowego górotworu.

Tabela 2. Właściwości materiałowe przyjęte dla poszczególnych warstw
Table 2. Material properties adopted for the individual layers

Material Name	Material Color	Young's Modulus (MPa)	Compressive Strength (MPa)	mb Parameter	s Parameter	a Parameter
węgiel		913.4	10 (factor =1)	0.574326	0.000138	0.543721
iłowiec		913.4	60 (factor =1)	0.344596	0.000138	0.543721
mułowiec		913.4	100 (factor =1)	0.344596	0.000138	0.543721
piaskowiec		610.1	70 (factor =1)	0.683128	4.53999e-05	0.585357

Symulacja przeprowadzona została w trzech etapach:
- ustalenie stanu pierwotnego,
- odprężenie modelu w zakresie sprężystym, obliczenia dla modelu liniowo-sprężystego, bez obudowy,
- wprowadzenie elementów symulujących obudowę, przeprowadzenie obliczeń dla modelu sprężysto-plastycznego.

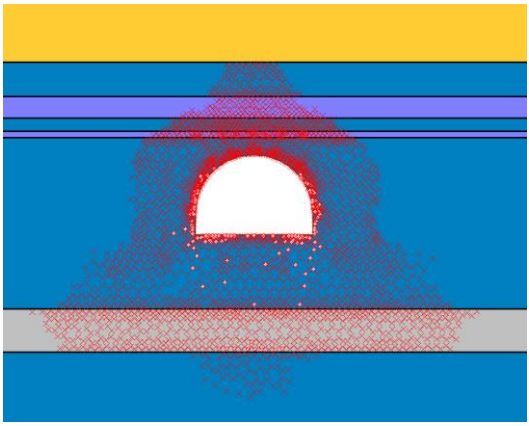
Wyniki symulacji przeprowadzonych dla wyżej opisanego modelu przedstawione zostały w postaci rozkładów naprężeń głównych oraz stref uplastycznienia modelowanego górotworu. Na rysunku 14 zaprezentowane zostały rozkłady największych (σ_1) i najmniejszych (σ_2) naprężeń głównych po przyjęciu konwencji, zakładającej że naprężenia ściskające reprezentowane są przez wartości dodatnie, a rozciągania przez wartości ujemne.



Rys. 14. Rozkład największych (σ_1) i najmniejszych (σ_3) naprężeń głównych w modelowanym górotworze
Figure 14. Distribution of maximum (σ_1) and minimum (σ_3) principal stress

Ze względu na przyjęcie modelu sprężysto-plastycznego w sąsiedztwie modelowanego wyrobiska zaobserwować można strefy odprężone, w których naprężenia σ_1 w części stropowej na konturze wyrobiska wynoszą 19 MPa, a w spągowej redukują się do zera. Na krawędziach strefy odprężonej występują koncentracje naprężeń ściskających sięgające 35 MPa.
Analizując najmniejsze naprężenia główne σ_3, należy zauważyć występowanie obszernych stref odprężenia w spągu wyrobiska, gdzie wartości σ_3 są bliskie zeru i ekstremalnie przechodzą w niewielkie rozciągania.
Koncentracje naprężeń ściskających sięgają blisko 35 MPa, odsunięte są od konturów wyrobiska i występują na granicy strefy uplastycznionej przestawionej na rysunku 15.
Strefy uplastycznienia przedstawione na rys. 15 wskazują na osiągniecie granicznego stanu naprężenia wyrażonego zastosowanym warunkiem wytrzymałościowym i mogą być interpretowane, jako rejon górotworu w którym doszło do odprężenia na skutek zniszczenia pierwotnej jego struktury poprzez powstanie spękań, szczelin i w efekcie znacznych przemieszczeń, które w przypadku braku odpowiedniego zabezpieczania mogą prowadzić do obwału skał do wyrobiska.
Zasięgi i rozkłady stref uplastycznienia w przypadku przekopu są zróżnicowane na jego wybiegu, ze względu na zmienną budowę litologiczną na kolejnych metrach bieżących wyrobiska. W analizowanym przekroju wyrobisko wykonane zostało w warstwie iłowców, a zasięgi strefy uplastycznionej w ociosach sięgają na odległość około 3,3 m. W stropie wyrobiska wygenerowana strefa uplastycznienia posiada zasięg 4,3 m, obejmuje warstwy iłowców oraz mułowców i kończy się na warstwie piaskowca, w którym według symulacji pozostał nienaruszony.

W spągu modelowanego wyrobiska zasięg strefy zniszczonej jest znacznie większy, sięga na odległość 7,5 i obejmuje przebiegający 4,5 m poniżej pokład 408/2.



Rys. 15. Strefy uplastycznienia w sąsiedztwie analizowanego wyrobiska
Figure 15. Rock mass yielding zones in the vicinity of the analyzed cross heading

4. OBUDOWA WYROBISK DŁUGOTRWAŁYCH – CONFINEMENT ROCK MASS

Confinement oznacza uwięzienie (zamknięcie) skał górotworu i wykorzystanie ich nośności do przenoszenia obciążeń. W szczególności metoda confinement wymaga stosowania obudowy, w której w jak najkrótszym czasie zostaną ograniczone wszelkie niekontrolowane ruchy skał wokół wyrobiska przez wykonanie obudowy kotwowej na jego obwodzie, betonu natryskowego lub łączenie betonu natryskowego i kotwienia. Blisko przodku jest wykonywana obudowa ostateczna wyrobiska zespolona z obudową wstępną i wywarzająca (prawdziwie) trójosiowy stan naprężenia z dodatkowym wzmocnieniem kotwieniem wysokim z iniekcją, rys. 16.
Konstrukcje rozwiązań obudów podporowych stalowych odrzwiowych powinny być wykonane na bazie dodatkowego zastosowania:
- kotwi stalowych prętowych z możliwością nadawania naciągu wstępnego niezależnie od długości wystającego końca,
- kotwi strunowych stalowych iniekcyjnych wiązanych na całej długości z górotworem,
- kotwi z tworzywa sztucznego z możliwością ich urabiania,
- betonu natryskowego szybkowiążącego z zbrojeniem konstrukcyjnym o wytrzymałości na ściskanie po 1 godzinie minimum 5 MPa,
- odrzwi stalowych z stali o wysokiej wytrzymałości minimum S550W, wykształtowanej do kształtu krzywoliniowego w części konstrukcyjnej,
- betonu natryskowego zbrojonego siatkami stalowymi powiązanymi z kotwiami i tworzącego maty konstrukcyjne,
- mineralnych środków wypełniających większe szczeliny z cementu gruboziarnistego marki minimum 32,5 MPa,
- środków iniekcyjnych z mikro cementu wtłaczanego do mikroszczelin z cementu minimum 42,5 MPa,
- środków do iniekcji wysokociśnieniowej do mikro szczelin w odległości 3 m do 5 m od obrysu wyłomu.

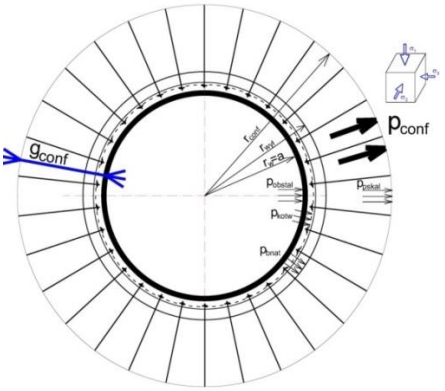
W zależności od rodzaju wyrobiska uzyskana podporność obudowy powinna wynosić:
- dla wyrobisk na podszybiu przy równomiernym obciążeniu od 3 MPa do 7 MPa (bez uwzględniania płaszcza skotwionej skały wokół wyrobiska),
- dla głównych przekopów od 0,8 MPa do 3 MPa,
- dla chodników przyścianowych i innych od 0,25 MPa do 1,0 MPa.

Confinement górotworu (uwięzienie górotworu) powinien być rozpatrywany:

- w zakresie lokalizacji – *właściwy rozstaw usytuowania wyrobisk i ich układu w stosunku do maksymalnych naprężeń poziomych,*

- w zakresie kształtu wyrobiska i obudowy w przekroju poprzecznym – *kołowy, eliptyczny, owalny, złożony z dwóch półelips – kształt przekroju racjonalny w którym nie występują momenty zginające lub osiągają małą wartość,*

- w zakresie technologii wykonania dającej bezpośrednio po odsłonięciu ociosu nośność obudowy i jej powiązanie (zespolenie) z górotworem – *beton natryskowy zbrojony nakładany bezpośrednio na ocios skalny, kotwienie z siatkami, kolejny beton natryskowy, odrzwia z kształtownika minimum V36 zamknięte z warstwą betonu wypełniającego (wiążącego obudowy).*



Obudowa razem z górotworem wytwarza tzw. ciśnienie confinement p_{conf} wg wzoru:

$$p_{conf} = p_{obet} + p_{okot} + p_{obstal} + p_{oskal}$$

Rys.16. Pierścień obudowy i górotworu w systemie confinement – idea rozwiązania
Figure 16. Ring of support and rock mass in the confinement system – the idea of the solution

System obudowy confinement powoduje wytworzenie ciśnienia określonego nazwą p_{conf}, na konturze obudowy z pierścieniem skalnym z uwzględnieniem jej wzmocnienia, które wyraża się wzorem, na który w kolejności wykonania składa się:

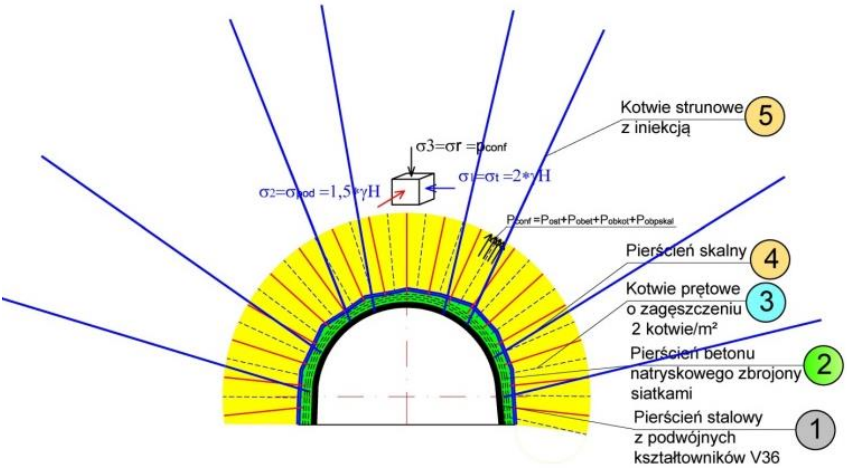
p_{obet} – podporność wytworzona przez warstwę lub warstwy betonu natryskowego nakładanego na ocios skalny bezpośrednio po odsłonięciu,

p_{okot} – podporność obudowy kotwowej wykonywana z siatką stalową mocowaną do kotwi przy zabudowie kotwi prętowej z naciągiem wstępnym, który pod podkładką o powierzchni minimum 150 x 150 mm nie powinien być mniejszy od 60 kN do 100 kN, przy kotwieniu strunami z podkadkami minimum 200 x 200 mm do 300 x 300 mm naciąg wstępny powinien wynosić minimum 150 kN do 250 kN tak, aby uzyskać naprężenie pod podkładką o wielkości rzędu 2,0 MPa,

p_{obstal} – podporność obudowy pierścienia stalowego wykonanego jako konstrukcja o ograniczonej podatności z wykładką mechaniczną za obudową wykonaną z betonu (spoiwa cementowego),

p_{oskal} – podporność pierścienia skalnego skotwionego wokół wyrobiska, kotwy powinny być tak osadzone z dobranym rozstawem, aby uzyskać połączenie warstw skalnych i spękań występujących w skotwionym pierścieniu.

Przykładowe rozwiązanie konstrukcji obudowy w systemie semi-confinement dla przekopu (wyrobisk głównych udostępniających) w warunkach dużej głębokości przedstawiono na rysunku 17.



Rys. 17. Ogólne rozwiązanie systemu obudowy CONFINEMENT OF ROCK MASS (zamknięcia górotworu) dla wyrobiska o kształcie łukowym
Figure 17. General solution of the CONFINEMENT OF ROCK MASS support system (closing the rock mass) for an arch-shaped excavation

5. PODSUMOWANIE

Zapewnienie stałej stateczności głównych wyrobisk udostępniających istotnych dla ruchu kopalni w całym okresie ich użytkowania, związane jest przede wszystkim z właściwym rozpoznaniem warunków geologiczno-górniczych górotworu oraz zastosowaniem właściwego typoszeregu obudowy dla ciągle wzrastającej głębokości eksploatacji. Zniszczenie struktur skalnych tworzących warstwy stropowe wyrobiska prowadzi niejednokrotnie do wykonania przebudowy takiego wyrobiska, co pociąga za sobą spore koszty – widok zniszczonych struktur skalnych przedstawia rys. 18.
Przeprowadzone badania „*in situ*", zarówno penetrometryczne oraz endoskopowe, potwierdzają zróżnicowanie parametrów wytrzymałościowych górotworu na wybiegu wyrobiska oraz ich zmienność w czasie, co stanowi spore utrudnienie na etapie dobru konstrukcji obudowy wyrobisk długotrwałych. Znaczny zasięg strefy spękań w stropie wyrobiska świadczy również o zmianie wytrzymałości struktur skalnych, co obrazuje pobrany rdzeń, który charakteryzuje się dużą podzielnością – odcinki skały od 1 cm do 10 cm. Takie zniszczenie struktur skalnych w stropie wyrobiska stanowi duże utrudnienie w trakcie prowadzonej przebudowy wyrobiska.

W celu zapewnienia długotrwałej stateczności konieczne jest odpowiednie dobranie obudowy wyrobisk z uwzględnieniem jej współpracy z górotworem. Pomocne w tym mogą być modele numeryczne pozwalające na odwzorowanie warstwowej struktury górotworu, uwzględniające ich zmienność w konkretnych przekrojach wyrobiska (w przypadku modeli płaskich) lub na wybranym jego odcinku (w modelach przestrzennych). W niniejszym artykule zaprezentowano przykładowy model numeryczny odwzorowujący budowę geologiczną oraz parametry wytrzymałościowe górotworu w przekroju poprzecznym zlokalizowanym w rejonie otworu *GP*. Uzyskane wyniki z badań „*in situ*" pozwalają na weryfikację modelu numerycznego, a w szczególności porównanie zasięgów strefy uplastycznionej z występowaniem spękań wykazanych na podstawie kontroli otworów za pomocą kamery introskopowej.
Właściwe dobrane konstrukcje obudów oraz technologie ich wykonania z wykorzystaniem struktur skalnych do przenoszenia obciążeń zapewniają zwiększoną stateczność i funkcjonalność wyrobiska, a w długotrwałym okresie istnienia efekty ekonomiczne.



Rys. 18. Widok zniszczonej struktury skalnej
Figure 18. View of a destroyed rock structure

LITERATURA

[1] Głuch P. 2020: Specjalne konstrukcje obudów podporowych o wysokiej wytrzymałości dla szczególnie trudnych warunków geologiczno-górniczych dla górniczych wyrobisk kapitalnych. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Kraków.
[2] Głuch P., Ratajczak A. 2020: Dobór obudowy podatnej łukowej bez i z przykotwieniem dla wyrobisk korytarzowych. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Kraków.
[3] Głuch P. 2023: Confinement of rock mass. Zamknięcie wyłomu wyrobiska. „PRO-KOM", Ornontowice.
[4] Głuch P. 2023: Imperefekcja w rozwiązaniach wyrobisk i obudów górniczych na dużej głębokości. Materiały Akademii Obudowy, Szczyrk.

[5] Jendryś M. 2020: Przykład modelowania numerycznego górotworu i obudowy ŁPzm dla potrzeb jej doboru w określonych warunkach geologiczno-górniczych. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Kraków.
[6] Jendryś M. 2023: Stateczność wyrobisk na dużych głębokościach w świetle symulacji numerycznych. Materiały Akademii Obudowy, Szczyrk.
[7] Karlikowski S., Głuch P., Lekan W., Parzniewski T., Sądej T. 2018: Obudowa stalowo – kotwowo – betonowa w długotrwałych wyrobiskach kapitalnych na dużej głębokości w polu STEFANÓW LW „BOGDANKA". Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Kraków.

Support of long-term mining excavations in the light of "in situ" tests - requirements and directions of development

SUMMARY: Long-term mining excavations, which include main access excavations such as cross headings or trenches, should be characterized by stability and functionality throughout their entire period of use. The high variability of geological and mining conditions, as well as the insufficient identification of the parameters of the rock mass at the outskirts of these mining excavations, constitute a great difficulty at the stage of selecting the support structure to ensure the permanent stability of the excavations. The article presents the variability of rock mass parameters over time and the extent of the fracture zone based on penetrometric and endoscopic examinations of the roof layers of two excavations providing access to the deposit at the level of 850 m, excavated in a flexible arch support in the years 2004 to 2008 of this century. In addition, the requirements and directions for new support solutions for long-term excavations are presented in terms of using the bearing capacity of the rock mass to transfer loads - confinement of rock mass.

KEYWORDS: mining, mining support, excavation stability

„Wpływ stosowania bezprzewodowego systemu łączności ratowniczej SWAR-2 na bezpieczeństwo i skuteczność prowadzenia akcji ratowniczych w górnictwie”



Tomasz Cierpisz
Grzegorz Galowy

SWAR-2 cechy systemu







- Prosty I skuteczny: 3 urządzenia, samokonfiguracja, długi czas działania
- Urządzenia radiowe klasy I nie wymagające pozwolenia radiowego
- Sieć radiowa mesh ad-hoc działająca na podstawie protokołu sieciowego opracowanego w firmie SYBET optymalizowanego dla streamingu audio

sevitel®

SYBET

BatNode węzeł bateryjny







- Lekki: mniej niż 0,5kg
- Czas pracy bez doładowania 5 dni
- Montaż co ok 50m (40-70 kroków)
- Sieć kratowa błyskawicznie samokonfigurowalna
- Opcjonalne połączenie z bazą lub innym węzłem światłowodowe lub skrętką miedzianą

sevitel®

SYBET

Radiotelefon mPhone

- Radiotelefon DPMR
- Czas pracy – 12h rozmów,
  36h w trybie stand-by
- Podwójny system 869.52MHz/2.4GHz
- Współpraca z VoIP WiFi
- Funkcje rozgłoszeniowe
- Funkcje wspomagania akcji:
  - radiowa linka bezpieczeństwa
  - poszukiwanie lamp i innych radiotelefonów
  - poszukiwanie w dymach
  - alarm bezruchu
  - pobijanie
  - minutnik



sevitel®

SYBET

Moduł bazowy





- Łączność telefoniczna z bazą na górze z wykorzystaniem linii dzierżawionej, telefonicznej lub SAT
- Bezprzewodowa łączność z zastępami ratowniczymi
- Nadzór nad zastępami ratowniczymi
  - Lokalizacja
  - Bezruch
  - Oddalenie
- Nadzór nad infrastrukturą bezprzewodową
  - Stan naładowania
  - Siła sygnału
- Możliwość monitoringu pomiarów gazowych

sevitel®

SYBET

Wariant modułu bazowego

- Wersja dla systemu nieiskrobezpiecznego



Wdrożenia systemu SWAR-2

- Od lutego 2022 we wszystkich wozach bojowych wszystkich kopalń KGHM oraz JRGH jako podstawowy system łączności ratowniczej stosowany
- Od grudnia 2022 KWK Bobrek jako podstawowy system łączności ratowniczej, stosowany
- Od września 2023 PGG KWK Wesoła jako podstawowy system łączności ratowniczej
- W KGHM użyty w ponad 20 nieplanowanych akcjach ratowniczych (pożary, zadymienia, poszukiwania pracowników, zalania)
- W kopalniach węgla kamiennego użyty w 6 akcjach planowanych (2 akcje na KWK Bobrek, 2 akcje na KWK Wesoła, 1 akcja na KWK Janina, 1 akcja w KWK Staszic)

sevitel®

SYBET

Podsumowanie



Nowy system łączności ratowniczej wdrożony i używany obecnie przez służby ratownicze KGHM oraz KWW

Zaprojektowany i dedykowany dla wspomagania akcji górniczych służb ratowniczych

Zrealizowano (naprawdę) skuteczny, prosty w obsłudze i niezawodny system bezprzewodowej łączności dla służb ratowniczych

sevitel®

SYBET

Dziękuję za uwagę



University of Petroșani, Romania

Elements of geoecological environmental audit and accounting

Assoc.Prof.PhD. Eng. Emilia-Cornelia DUNCA
Prof. Ph.D. Eng. Sorin Mihai RADU
Prof. Ph.D. Eng. Sabina IRIMIE
Lecturer Ph.D.Eng. Sabin IRIMIE
University of Petroșani, Romania



Abstract:

The paper presents the importance of integrating geoecological auditing and environmental accounting within organizations for the responsible ***management of environmental impact*** *and* ***the promotion of sustainability.***

First, the paper highlights that the ***geoecological audit*** *has the role of* ***identifying environmental risks and opportunities associated*** *with the organization's activities, while environmental accounting monitors and evaluates the costs associated with them.*



Integrating these aspects enables effective ***management of environmental risks*** *and* ***associated costs****, as well as compliance with environmental legislation and regulations.*

The paper further emphasizes that the integration of ***geoecological auditing*** *and* ***environmental accounting*** *promotes the* ***sustainability and social responsibility of organizations, demonstrating a strong commitment to environmental protection and community well-being****.*

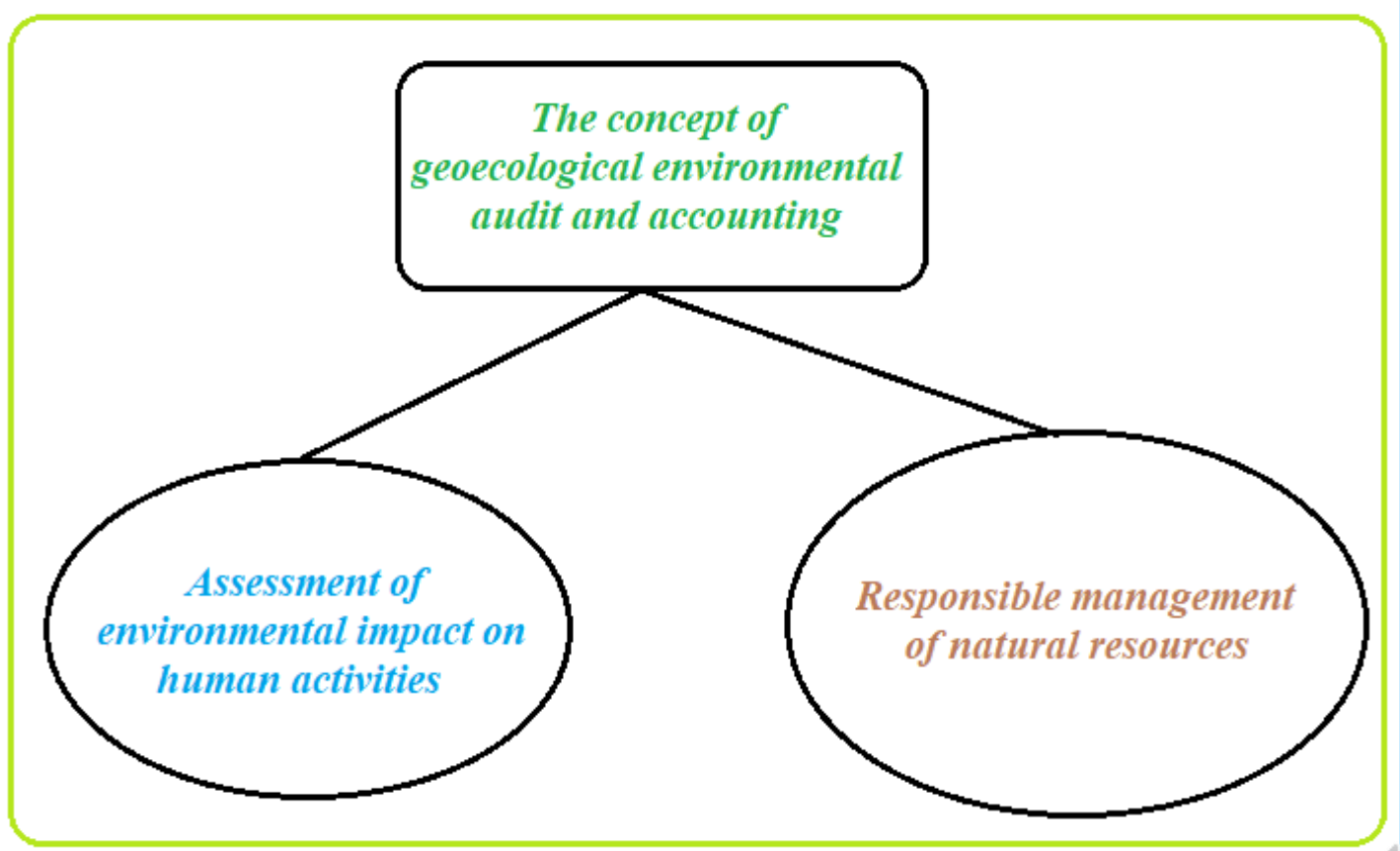
These practices contribute to improved operational performance and innovation, opening new business opportunities and strengthening the reputation of organizations in the eyes of consumers and investors.

The integration of elements of geoecological auditing and environmental accounting is an essential tool for the ***responsible management of environmental impact and the promotion of sustainability within organizations****.*

Assessing and monitoring the impact of human activities on ***hydrogeological resources*** *and* ***soil formation processes*** *is essential for the protection and sustainable management of natural resources, considering the importance of groundwater and soil for the environment, as well as for* ***socio-economic sustainability.***

This approach benefits both the ***environment and the organizations performance*** *and reputation in the community and in the marketplace.*

Geoecological environmental auditing and accounting are two distinct fields, but they can be integrated into a broader process of assessing the environmental impact of human activities and also to responsibly manage natural resources.



Conceptual model of geoecological environmental audit and accounting

Environmental geoecological audit and accounting is carried out in the following stages:

1. **Identification and Assessment of Environmental Risks**

- ***Geoecological audit*:** Identification of potential sources of pollution, soil, water and air degradation, and assessment of their impact on the environment.
- *Environmental Accounting:* Assessing the costs associated with environmental risks, including expenses for remediation of pollution and compliance with environmental regulations.

2. **Compliance with Environmental Legislation and Standards**

- *Geoecological audit:* Verification of compliance with applicable environmental legislation and regulations and identification of possible non-conformities or associated risks.
- *Environmental Accounting:* Recording and monitoring expenses and income related to compliance with environmental regulations and drafting compliance reports.

3. Waste and Pollution Management

- ***Geoecological audit:*** Assessing how the organization manages waste and pollution, including identifying sources of pollution and recommending measures to prevent or reduce environmental impact.
- ***Environmental Accounting:*** *Monitoring and reporting of expenses and income associated with waste management and environmental pollution.*

4. Conservation of Natural Resources and Biodiversity

- ***Geoecological audit:*** Evaluation of ecosystems and natural habitats, identification of species of conservation interest and evaluation of the impact of the organization's activities on biodiversity.
- ***Environmental Accounting:*** Evaluating the costs and benefits associated with the conservation of natural resources and biodiversity, including the costs of implementing environmental protection measures.



5. Reporting and Transparency

- ***Geoecological audit:*** Ensuring transparent and accurate reporting of geoecological audit results and conclusions, including the development of audit reports and their communication to stakeholders.
- ***Environmental Accounting:*** Reporting financial and environmental information in accordance with legal requirements and reporting norms, including the development of sustainability reports and other environmental performance reporting documents.

Hydrogeological auditing involves the collection and analysis of groundwater quality data to identify possible contamination or changes caused by human activities, such as intensive agriculture, industry or waste disposal. It is also essential to monitor groundwater levels to understand long-term changes and their impact on ecosystems and drinking water supplies.

The audit examines how agricultural, industrial or urban development practices influence natural soil-forming processes such as soil erosion, compaction or degradation of soil quality.



The benefits of integrating geoecological auditing and environmental accounting

These benefits of integrating geoecological auditing and environmental accounting are as follows:

- *improving the management of natural resources and biodiversity conservation;*
- *reducing costs and risks associated with environmental impact;*
- *increasing transparency and responsibility in environmental impact reporting;*
- *ensuring compliance with environmental regulations and improving the organization's image and reputation in the community and on the market.*

By integrating geoecological environmental auditing with environmental accounting, organizations can more effectively manage environmental impact and help promote sustainable and responsible development.

Conclusions

The integration of geoecological auditing and environmental accounting brings many benefits:

- *including improving operational performance,*
- *compliance with environmental regulations and norms,*
- *risk and cost management,- improving reputation and credibility,*
- *innovation and discovery of new business opportunities,*
- *reducing the impact on the environment, and*
- *promoting sustainability and social responsibility.*

Overall, the integration of elements of geoecological auditing and environmental accounting is an effective tool for the responsible management of environmental impact and the promotion of sustainability within organizations. This approach benefits both the environment and the organizations performance and reputation in the community and in the marketplace.

Thank you for attention!



POŁUDNIOWY KONCERN WĘGLOWY

Janina

CARBOAUTOMATYKA

Nowoczesny układ zasilania przenośnika taśmowego o mocy 4x500 kW zainstalowany w Zakładzie Górniczym Janina

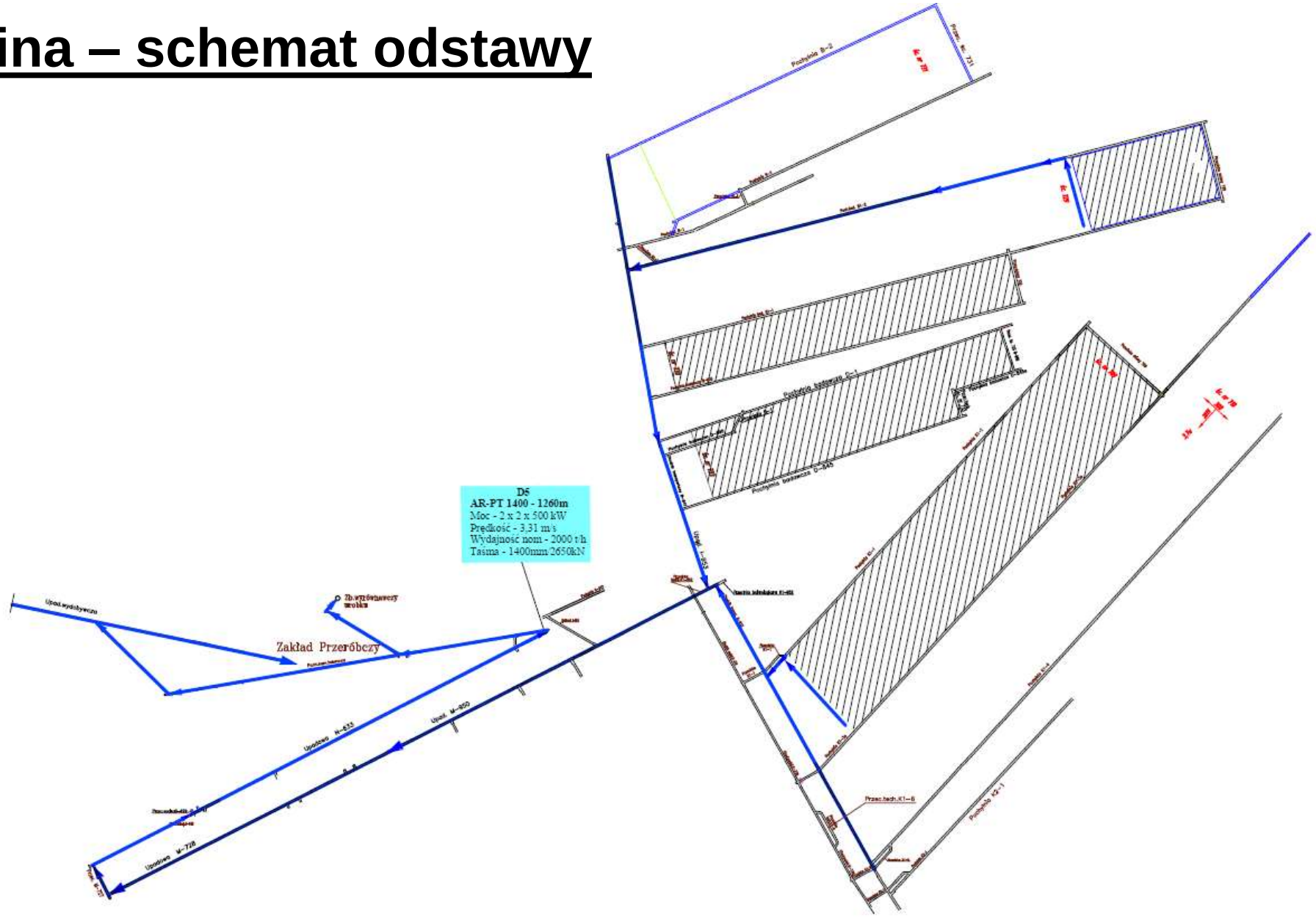
Autorzy:
- Andrzej Dziadowiec – PKW S.A. - ZG Janina
- Andrzej Myszor – PKiMSA Carboautomatyka S.A.



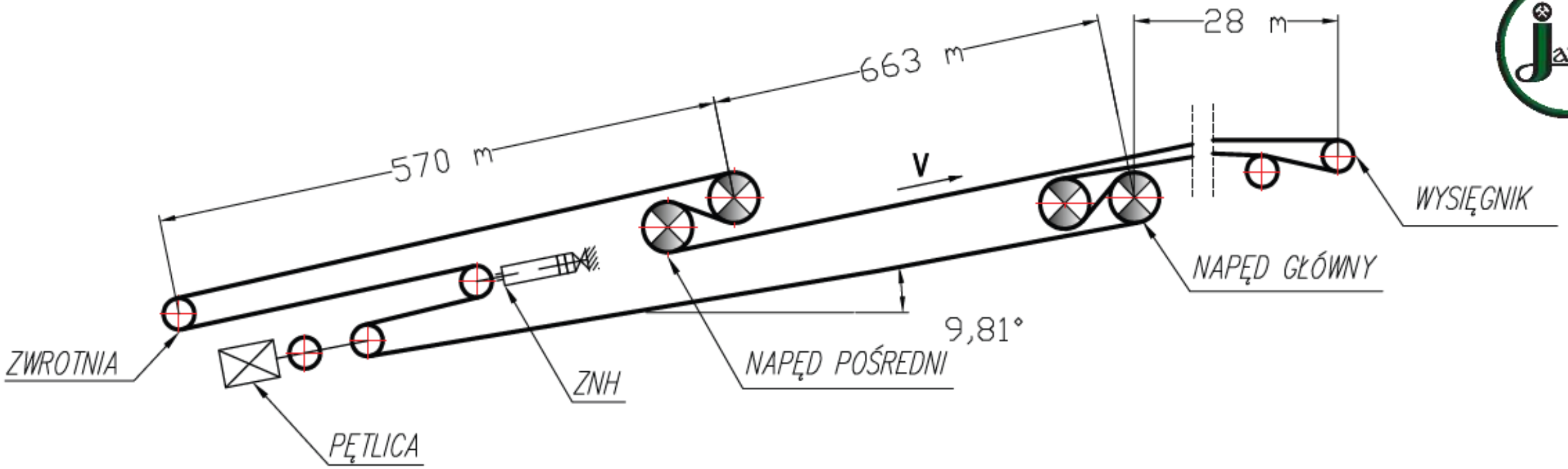
Spis treści

- Przenośnik taśmowy D5 – opis, zakres modernizacji.
- Opis urządzeń zasilających.
- Wyrównywanie momentów obciążenia pomiędzy czterema silnikami napędowymi.
- Porównanie zużycia energii elektrycznej dla stałej i regulowanej prędkości
- Wnioski i kierunki dalszych działań.

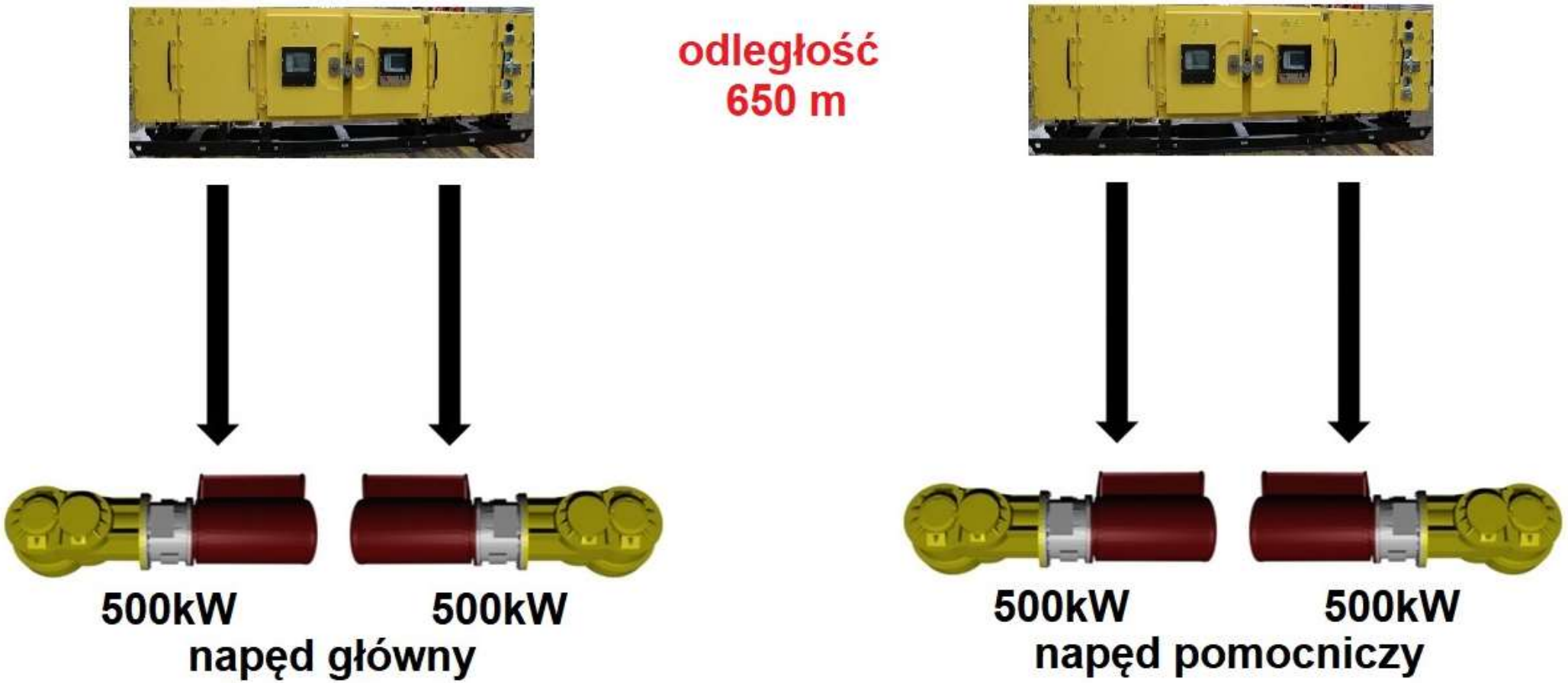
ZG Janina – schemat odstawy



Przenośnik taśmowy D5 – układ mechaniczny



Przenośnik taśmowy D5 – koncepcja zasilania



Przenośnik taśmowy D5 – przed i po modernizacji

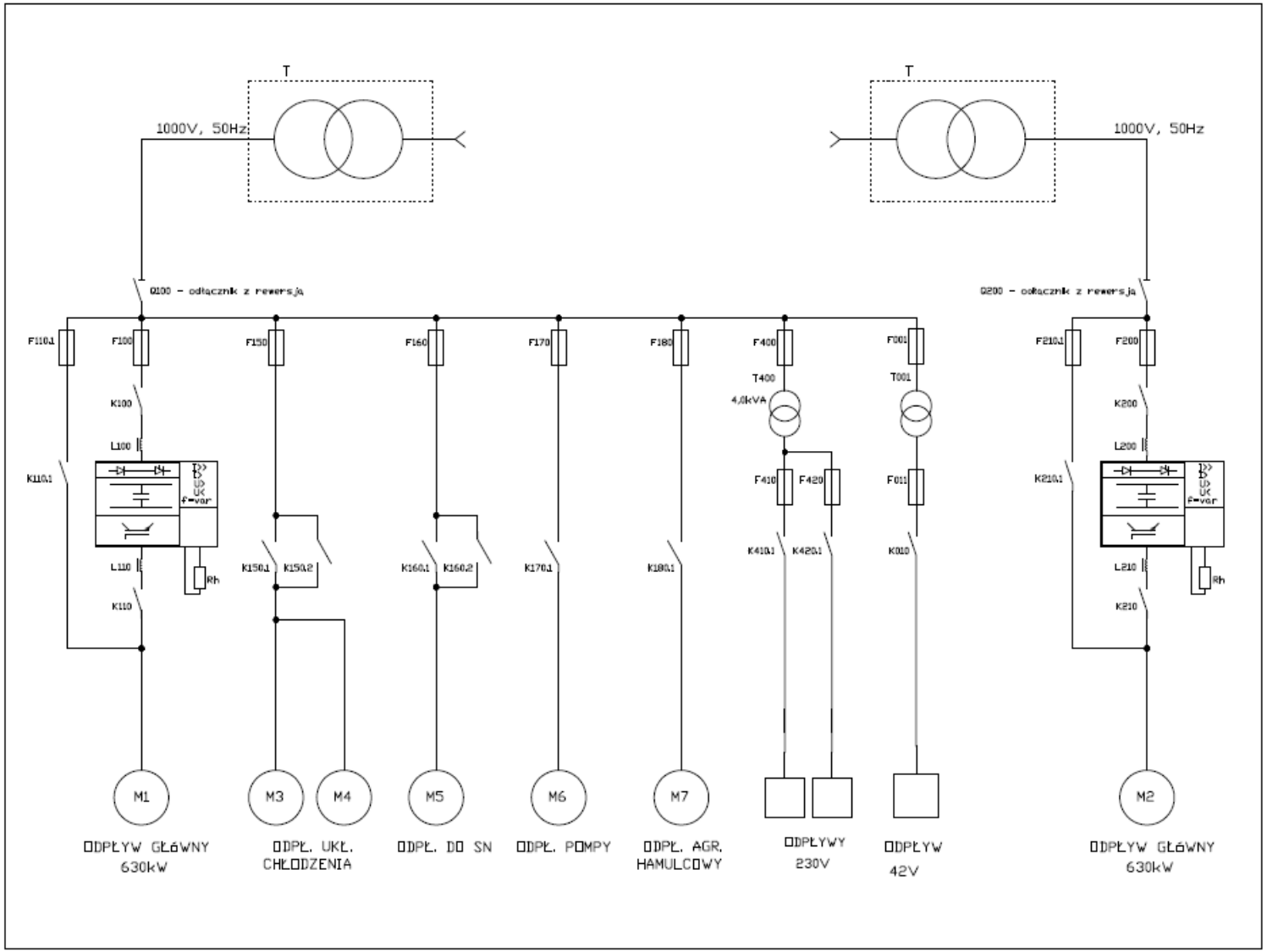
Parametry przenośnika			
Lp.	**Nazwa**	**Przed modernizacją**	**Po modernizacji w 2022**
1	Nazwa przenośnika	Pioma 1400	AR - PT 1400
2	Ilość napędów	2 (główny i pośredni)	2 (główny i pośredni)
3	Moc napędów	**2 x 2 x 400 kW**	**2 x 2 x 500 kW**
4	Prędkość taśmy	**2,5 m/s** (Jazda ludzi)	**3,31 m/s**
5	Szerokość taśmy	1400 mm	1400 mm
6	Wytrzymałość taśmy	2500 kN/m	2650 kN/m
7	Nachylenie trasy	9,80 ^{0}	9,53 ^{0}
8	Długość przenośnika	1226 m	1260m (wydłużono o 36 m)
9	Wydajność przenośnika	**1600 t/h**	**2000 t/h**
10	Sposób rozruchu	**Sprzęgło hydrokinetyczne 650 TVVSC+EPK**	**Przemiennik częstotliwości MCA-P - 2 sztuki**
11	Sposób chłodzenia silników	Układ otwarty silników i przekładni	Układ zamknięty do przemienników, silników i przekładni
12	Jednostki napędowe		
	- przekładnia	Preinfalk K 2 SF500 i = 39,06	Preinfalk K 2 SF500 i = 30,02
	- sprzęgło	**Voith 650 TVVSC+EPK**	**SJ 1000 MOJ**
	- zacisk hamulcowy	**1 x ZRHT**	**2 x ZRHT**
	- silnik elektryczny	2SG3 450-S4, 400 kW, 1000V	SG3 450M-4, 500 kW, 1000V

Przemiennik częstotliwości typu MCA-P - parametry



Nazwa parametru	Wartość
Napięcie zasilania	1000V
Moc znamionowa	2 x 630kW
Ilość torów prądowych	2
Zakres regulacji częstotliwości	2 ÷ 60 Hz
Sposób chłodzenia	wodne

Przemienniki częstotliwości typu MCA-P – schemat ideowy

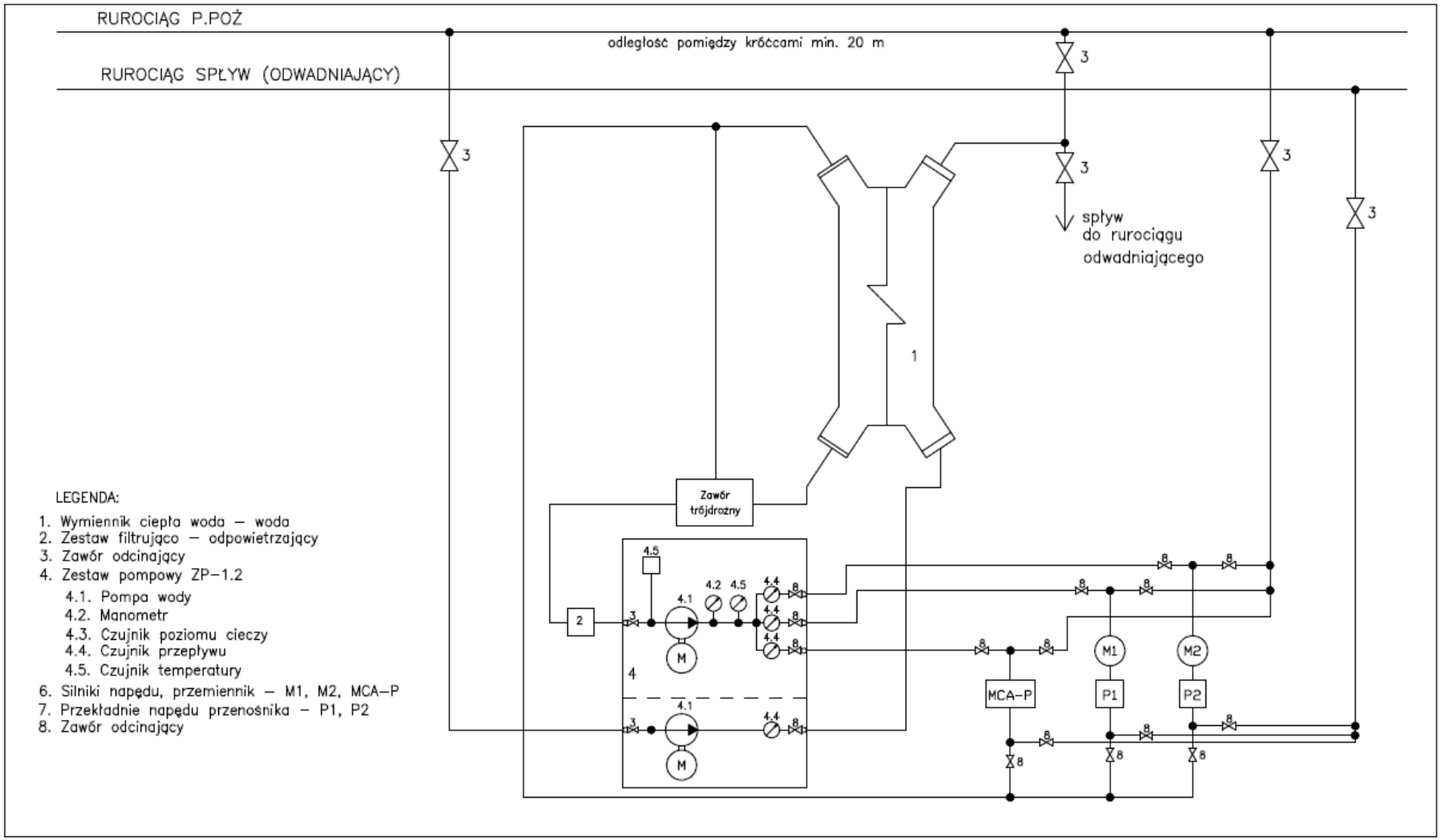


Zestaw pompowy typu ZP - parametry

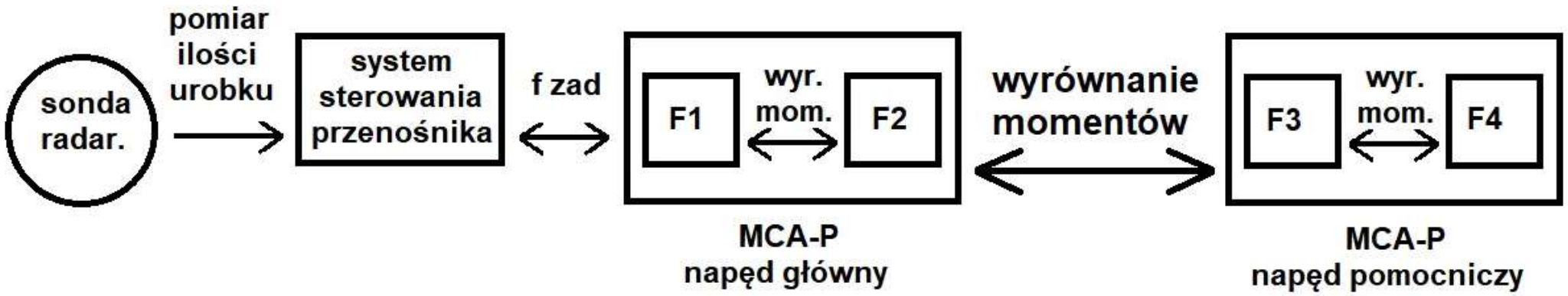


Nazwa parametru	Wartość
Napięcie zasilania	1000V
Moc silników	2 x 1,1kW
Ilość odpływów	2
Maksymalny przepływ medium	75 l/min.
Medium	Woda, glikol

Zestaw pompowy typu ZP – schemat ideowy



Przenośnik D5 – pomiar ilości urobku, zadawanie prędkości, wyrównywanie momentów obciążenia silników napędowych



Algorytm sterowania przenośnika D5 zrealizowano w oparciu o sterownik zabudowany w przemienniku MCA-P na napędzie głównym, który ciągle i na bieżąco wyrównuje momenty obciążenia pomiędzy czterema silnikami o mocy 500kW napędzające osobne bębny przenośnika taśmowego. Przemienniki połączone są poprzez iskrobezpieczne łącze MODBUS - RS485. Jeden z falowników przemiennika na napędzie głównym pracuje w trybie MASTER, natomiast pozostałe w trybie SLAVE.

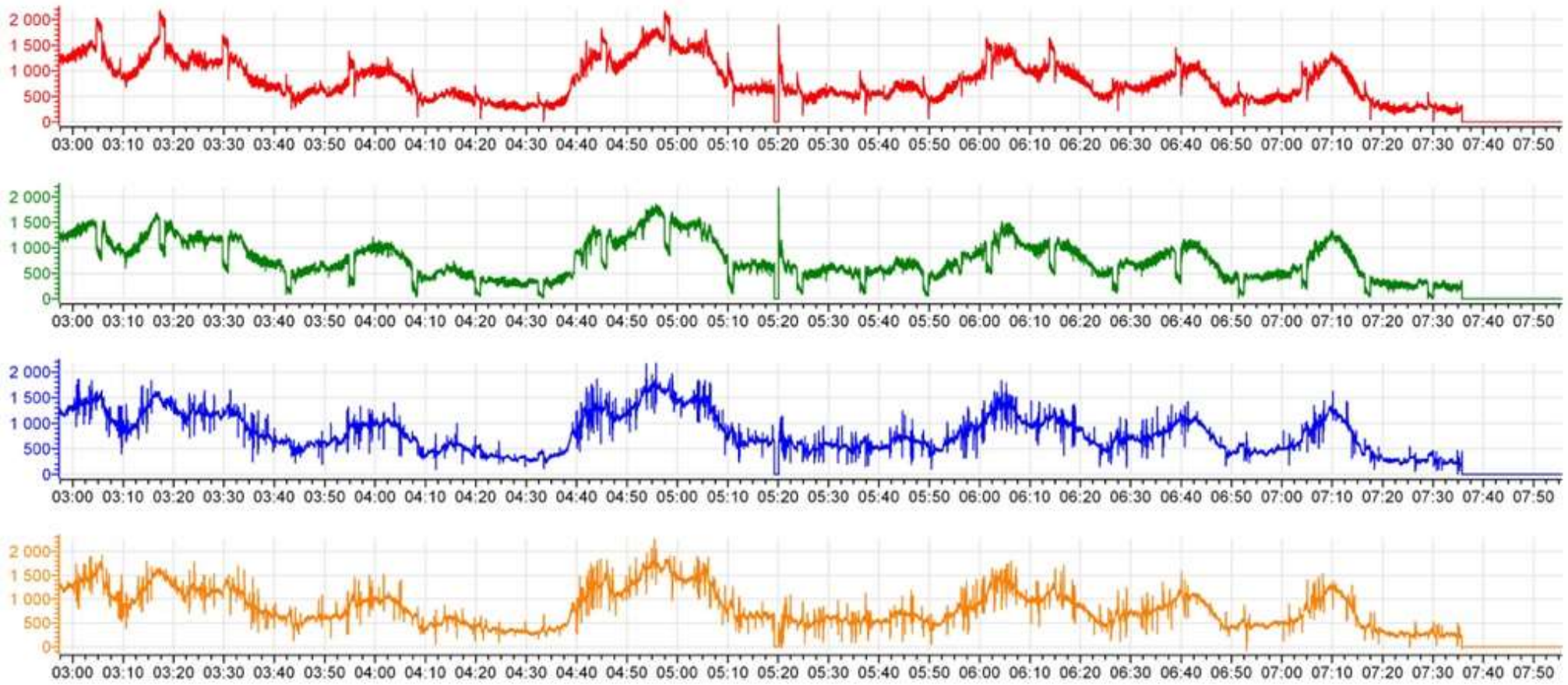
Przenośnik D5 – widok planszy systemu wizualizacji



Przenośnik taśmowy D5 – rozruch



Przenośnik D5 - wyrównywanie momentów obciążenia silników

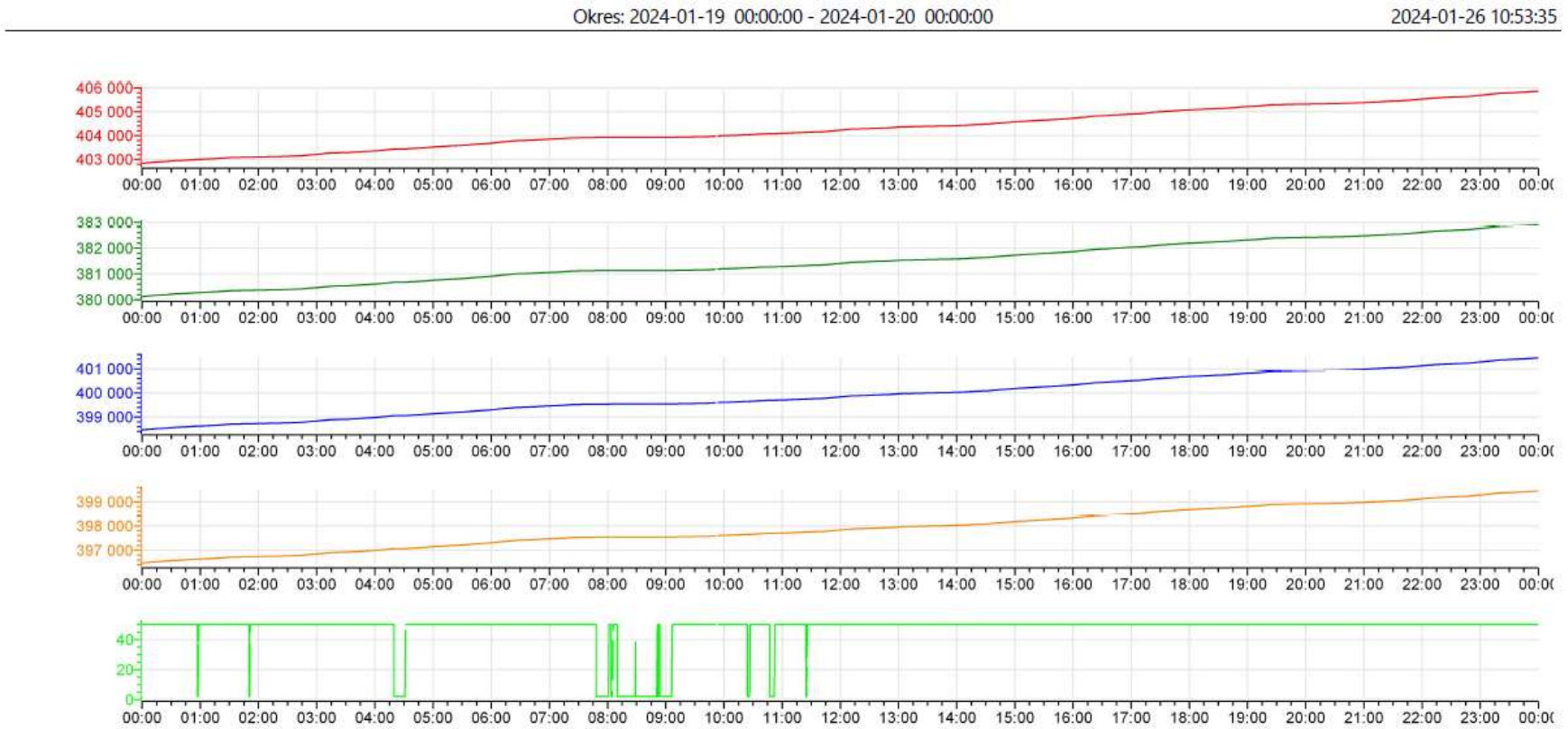


Nazwa przebiegu	Opis	Jednostka	Wartość minimalna	Wartość maksymalna	Zakres wyświetlania
D5_FAL1_F1_M1	Moment odtwarzany dla silnika 1	Nm	0	2 176	automatyczny
D5_FAL1_F2_M1	Moment odtwarzany dla silnika 1	Nm	0	2 180	automatyczny
D5_FAL2_F1_M1	Moment odtwarzany dla silnika 1	Nm	0	2 170	automatyczny
D5_FAL2_F2_M1	Moment odtwarzany dla silnika 1	Nm	-72	2 265	automatyczny

Przenośnik taśmowy D5 – prędkość przenośnika w trybie regulacji za pomocą sondy radarowej

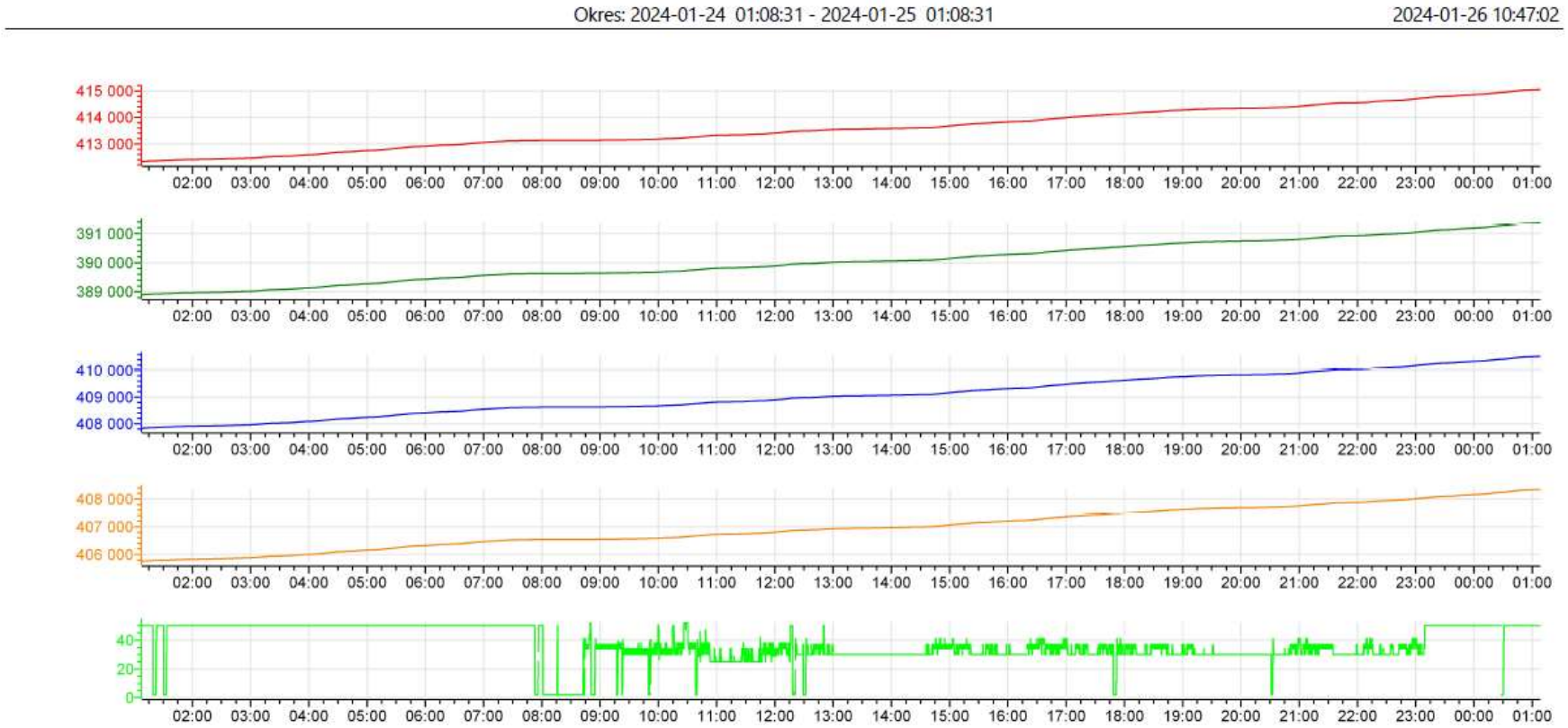


Wyniki pomiarów zużycia energii elektrycznej - przy stałej prędkości przenośnika 50Hz



Nazwa przebiegu	Opis	Jednostka	Wartość minimalna	Wartość maksymalna	Zakres wyświetlania
D5_FAL1_EN_S1	Licznik energii silnik 1	kWh	402 835	405 861	automatyczny
D5_FAL1_EN_S2	Licznik energii silnik 2	kWh	380 116	382 917	automatyczny
D5_FAL2_EN_S1	Licznik energii silnik 1	kWh	398 457	401 450	automatyczny
D5_FAL2_EN_S2	Licznik energii silnik 2	kWh	396 477	399 439	automatyczny
D5_FAL1_F1_FZ	Fzadana w setnych częściach [Hz]	Hz	2	50	automatyczny

Wyniki pomiarów zużycia energii elektrycznej - przy regulowanej prędkości przenośnika



Nazwa przebiegu	Opis	Jednostka	Wartość minimalna	Wartość maksymalna	Zakres wyświetlania
D5_FAL1_EN_S1	Licznik energii silnik 1	kWh	412 332	415 050	automatyczny
D5_FAL1_EN_S2	Licznik energii silnik 2	kWh	388 895	391 369	automatyczny
D5_FAL2_EN_S1	Licznik energii silnik 1	kWh	407 832	410 534	automatyczny
D5_FAL2_EN_S2	Licznik energii silnik 2	kWh	405 761	408 344	automatyczny
D5_FAL1_F1_FZ	Fzadana w setnych częściach [Hz]	Hz	2	52	automatyczny

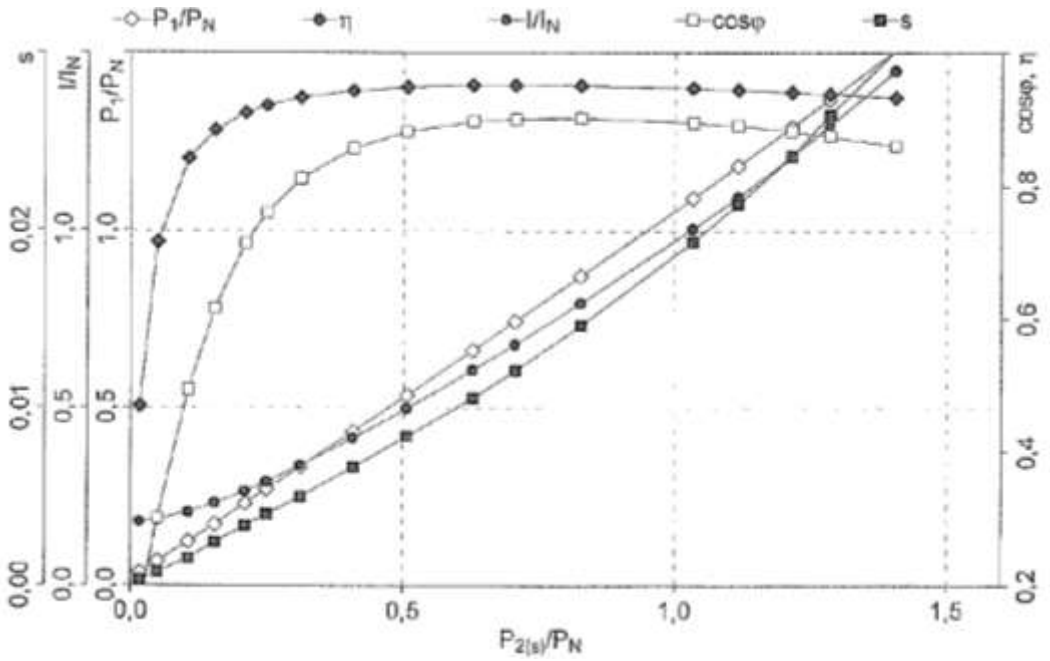
Tabela 1 – Porównanie zużytej energii elektrycznej – bez regulacji oraz z regulacją prędkości przenośnika

Dobowe zużycie energii elektrycznej					
L.p.	Parametr	Jednostka	Wartość	Wartość	Wartość
1	Okres regulacji	h	brak	14 z 24 godzin	24 z 24 godzin
2	Zakres regulacji	Hz	brak	od 30 do 50	od 25 do 50
3	Średnia częstotliwość pracy	Hz	**50,0**	**35,9**	**31,2**
4	Data	-	**19.01.2024**	**24.01.2024**	**01.02.2024**
5	Licznik energii silnik 1 - Napęd Główny	kWh	3 026	2 718	2 184
6	Licznik energii silnik 2 - Napęd Główny	kWh	2 801	2 474	2 059
7	Licznik energii silnik 1 - Napęd Pomocniczy	kWh	2 993	2 702	2 158
8	Licznik energii silnik 2 - Napęd Pomocniczy	kWh	2 962	2 583	2 127
9	Suma energii	kWh	**11 782**	**10 477**	**8 528**
10	Średnia energia zużyta przez jeden silnik	kWh	2 946	2 619	2 132
11	Dobowe wydobycie	tona	**12 100**	**13 533**	**11 802**
12	Energochłonność	kWh/tona	**0,97**	**0,77**	**0,72**
13	Cena energii - jednostkowa	zł/kWh	0,50	0,50	0,50
14	Koszt energii w ciągu doby wydobywczej	zł	**5 891**	**5 239**	**4 264**
15	Ilość dni wydobywczych w roku	doba		260	260
16	**Dobowa oszczędność**	**zł**		**653**	**1 627**
17	**Roczna oszczędność**	**zł**		**169 650**	**423 020**

Tabela 2 – Porównanie zużytej energii elektrycznej – bez regulacji oraz z regulacją prędkości przenośnika

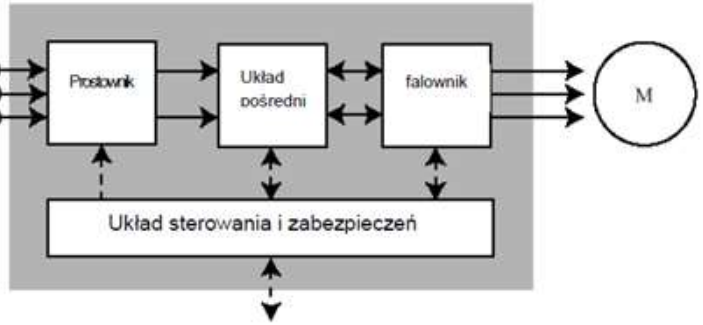
Dobowe zużycie energii elektrycznej					
L.p.	Parametr	Jednostka	Wartość	Wartość	Wartość
1	Okres regulacji	h	brak	24 z 24 godzin	24 z 24 godzin
2	Zakres regulacji	Hz	brak	od 25 do 50	od 25 do 50
3	Średnia częstotliwość pracy	Hz	**50,0**	**34,3**	**33,3**
4	Data	-	**26.01.2024**	**31.01.2024**	**06.02.2024**
5	Licznik energii silnik 1 - Napęd Główny	kWh	2 664	2 282	1 960
6	Licznik energii silnik 2 - Napęd Główny	kWh	2 448	2 152	1 920
7	Licznik energii silnik 1 - Napęd Pomocniczy	kWh	2 643	2 256	1 946
8	Licznik energii silnik 2 - Napęd Pomocniczy	kWh	2 593	2 215	1 906
9	Suma energii	kWh	**10 348**	**8 905**	**7 732**
10	Średnia energia zużyta przez jeden silnik	kWh	2 587	2 226	1 933
11	Dobowe wydobycie	tona	**10 656**	**10 693**	**10 523**
12	Energochłonność	kWh/tona	**0,97**	**0,83**	**0,73**
13	Cena energii - jednostkowa	zł/kWh	0,50	0,50	0,50
14	Koszt energii w ciągu doby wydobywczej	zł	**5 174**	**4 453**	**3 866**
15	Ilość dni wydobywczych w roku	doba		260	260
16	**Dobowa oszczędność**	**zł**		**722**	**1 308**
17	**Roczna oszczędność**	**zł**		**187 590**	**340 080**

Przykładowy silnik o mocy 250kW – zmiana współczynnika cos φ



nr	U	I	P_1	cosφ	n	P_{2sn}	η_{sn}
	V	A	kW	-	obr/min	kW	%
1	1010	31,1	9,1	0,1666	1499	4	47,0
2	1010	32,3	17,0	0,3009	1498	12	71,6
3	1012	35,9	31,1	0,4939	1497	26	84,2
4	1011	40,1	43,2	0,6165	1496	38	88,4
5	1011	46,1	57,6	0,7143	1495	52	91,0
6	1010	50,7	67,5	0,7605	1493	62	92,1
7	1010	58,8	83,5	0,8118	1492	78	93,3
8	1010	72,2	108,2	0,8571	1490	102	94,3
9	1010	86,6	133,7	0,8819	1487	127	94,8
10	1009	105,2	165,0	0,8973	1484	157	95,1
11	1008	117,9	185,6	0,9013	1481	177	95,2
12	1007	138,1	217,4	0,9028	1478	207	96,1
13	1006	174,9	272,9	0,8958	1470	259	94,7
14	1005	190,5	295,8	0,8912	1467	279	94,5
15	1004	210,4	322,8	0,8824	1464	304	94,1
16	1002	225,4	342,6	0,8754	1460	321	93,8
17	1001	252,3	376,5	0,8605	1454	351	93,3

cos φ ≈ 1



cos φ = 0,17 ÷ 0,90
w zależności od obciążenia silnika

Zalety z zastosowania przemienników częstotliwości

- wydłużenie żywotności mechanicznej elementów napędów (przekładni, silników, bębnów), krążników oraz taśmy przenośnikowej dzięki łagodnemu rozruchowi przy zachowaniu odpowiednio dużego momentu napędowego od początku rozruchu,
- możliwość płynnej regulacji prędkości przenośnika w zakresie 2 ÷ 60 Hz,
- ograniczenie prądów rozruchowych i spadków napięć,
- ograniczenie przepływów mocy biernej w sieci zasilającej a dzięki temu ograniczenie strat mocy czynnej w kablach i stacjach transformatorowych poprzez poprawę cos φ (przez przemiennik częstotliwości),
- ciągłe wyrównanie momentów obciążenia pomiędzy wszystkimi czterema jednostkami napędowymi o mocy 500kW,
- wyrównane zużycie energii elektrycznej poprzez poszczególne silniki napędowe przenośnika taśmowego,

Uwagi ogólne i wnioski

- przy silnikach chłodzonych wodą można regulować prędkość obrotową w pełnym zakresie 2 ÷ 60 Hz, natomiast przy silnikach chłodzonych powietrzem w celu regulacji prędkości w pełnym zakresie konieczne jest stosowanie chłodzenia wymuszonego (np. poprzez zastosowanie dodatkowego wentylatora do silnika),
- nie można regulować prędkości przenośnika poniżej dopuszczalnej wartości ustalonej przez producenta przekładni,
- przesyp przenośnika odbierającego musi zostać dostosowany do zmiennej prędkości przenośnika zasypującego,
- przy mocno zawodnionym urobku może wystąpić konieczność ustawienia wyższej minimalnej wartości prędkości przenośnika przy regulacji prędkości (z uwagi na możliwość zsuwania się urobku na nachylonym przenośniku),

Uwagi ogólne i wnioski – ciąg dalszy

- gdy przenośnik transportuje urobek w dół wówczas przemiennik częstotliwości, który go zasila musi posiadać układ umożliwiający zwrot energii do sieci,
- układ pomiaru ilości urobku służący do regulacji prędkości przenośnika musi zostać zabudowany na przenośniku zasypującym w odpowiedniej odległości pozwalającej na odpowiednią reakcję systemu sterowania i zasilania przenośnika (np. przyspieszenie przenośnika taśmowego),
- dzięki zastosowaniu układów do pomiaru ilości urobku na przenośnikach taśmowych zasilanych przez przemienniki częstotliwości (np. sonda radarowa) można ograniczać wyłączenia przenośnika w sterowaniu centralnym (np. poprzez zmniejszenie jego prędkości w celu umożliwienia pracy wydobywczej na ścianie lub przodku).

POŁUDNIOWY KONCERN WĘGLOWY

Janina

CARBOAUTOMATYKA®

Przedsiębiorstwo Kompletacji
i Montażu Systemów Automatyki
Carboautomatyka S.A.

Dziękujemy za uwagę



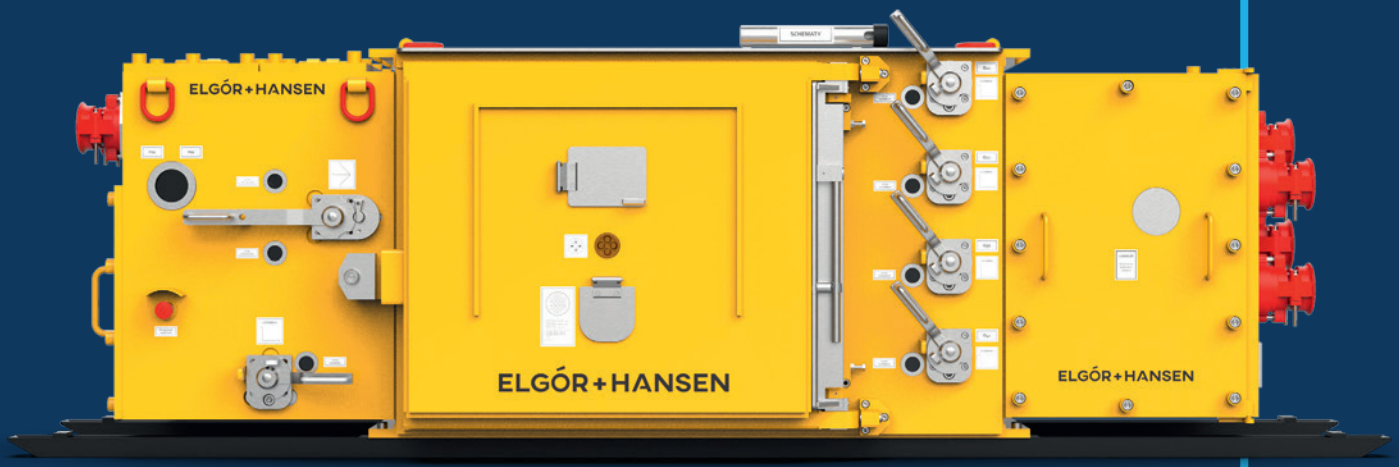
Projektujemy
oraz oferujemy

urządzenia
energoelektroniczne
i elektroniczne

układy zasilania
i rozdziału energii
elektrycznej

przeglądy oraz remonty
wyprodukowanych
urządzeń

całodobowe
zdalne centrum
serwisowe



elgorhansen.com

Future Ready Industry

Urządzenia dla górnictwa podziemnego

Energetyka wiatrowa

FAMUR

Poznaj nasze innowacyjne rozwiązania na www.famur.com



Konwergencja wyrobiska utrzymywanego w jednostronnym otoczeniu zrobów w zastosowaniem odmiennych systemów kotwienia wysokiego w warunkach PGG S.A. Oddział KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit

Paweł Ficek
PGG S.A. KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit

STRESZCZENIE: Wykonywanie wyrobisk związane jest z naruszeniem pierwotnej równowagi w masywie skalnym. Zmianie ulega pierwotny stan naprężenia. Od wtórnego stanu naprężenia zależy stan wytężenia masywu skalnego, który z kolei ma wpływ na procesy jego deformowania. Rola wysokiego kotwienia górotworu z wykorzystaniem kotwi strunowych dla wzmacniania obudów podporowych w polskim górnictwie węgla kamiennego systematycznie rośnie. Jest to związane głównie z koniecznością zwiększania nośności systemów obudowy podporowej wobec coraz trudniejszych warunków obciążeniowych powodowanych głównie wzrostem głębokości, rozbudowaną tektoniką i wpływami eksploatacji dokonanej w aktualnie wybieranych złożach. Nie bez znaczenia jest tu także fakt stosowania coraz większych przekrojów wyrobisk, powodowany zarówno względami energomaszynowymi, jak i wentylacyjnymi. W artykule przedstawiono konwergencję chodnika 341-badawczego w jednostronnym otoczeniu zrobów ściany 314 w pokładzie 206/1 w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit przy zastosowaniu odmiennych systemów kotwienia wysokiego.

SŁOWA KLUCZOWE: kotwienie, konwergencja wyrobiska, jednostronne otoczenie zrobów, Ziemowit.

1. WSTĘP

Obudowa kotwowa w górnictwie węgla kamiennego stosowana jest już od wielu lat jako sposób zapewnienia stateczności wyrobisk korytarzowych. Stosowana jest głównie jako element dodatkowego wzmocnienia obudowy zasadniczej rzadziej jako samodzielna obudowa. Z uwagi na zapewnienie funkcjonalności wyrobiska, zasadniczym celem obudowy jest zachowanie wymaganych wymiarów przekroju poprzecznego wyrobiska w całym założonym okresie jego użytkowania co jest związane z zapewnieniem odpowiedniej jej nośności.
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. Dodatkowe wzmocnienie w postaci kotwienia wysokiego umożliwia utrzymanie chodnika podścianowego w jednostronnym otoczeniu zrobów do kolejnej ściany.

2. ZASTOSOWANE SYSTEMY OBUDOWY PODPOROWO-KOTWOWEJ

Główne cele wzmacniania obudowy podporowej wyrobisk korytarzowych obudową kotwiową to m.in. bezpodporowe wzmacnianie obudowy szczególnie dla utrzymywania skrzyżowań ściana-chodnik, a także:

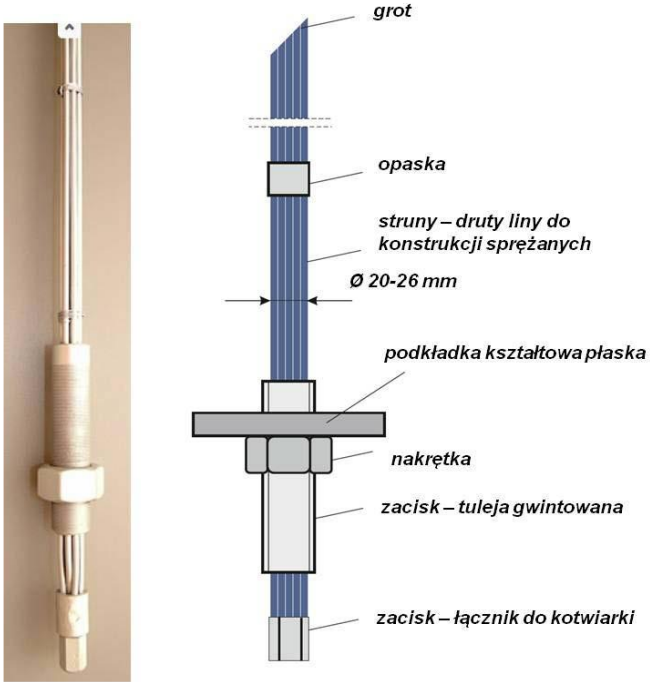
- poprawa stateczności wyrobisk przed frontem ściany w strefie ciśnień eksploatacyjnych,
- poprawa stateczności wyrobisk w strefach zaburzeń geologicznych oraz wpływu krawędzi
- eksploatacyjnych,
- poprawa stateczności wyrobisk utrzymywanych za ścianą,
- zwiększanie podziałki obudowy podporowej,
- wzmacnianie obudowy wyrobisk wielkogabarytowych, m.in. przecinek.

Wzmacnianie obudów podporowych w wyrobiskach korytarzowych najczęściej realizowane jest poprzez przykotwianie odrzwi za pomocą wysokiego kotwienia. Przez wysokie kotwienie należy rozumieć stosowanie kotwi o długości większej niż wysokość wyrobiska. Z oczywistych powodów, aby uniknąć łączenia sztywnych żerdzi wykorzystuje się tu kotwy o cięgnach giętkich. Zasadniczą rolą takiego wzmocnienia jest bezpodporowe utrzymanie skrzyżowania ściana-chodnik, a także poprawa stateczności obudowy wyrobiska oraz zmniejszenie jego zaciskania przed frontem ściany. Przykotwianie łuków jest także ważnym elementem wzmacniania obudowy wyrobisk utrzymywanych za ścianą, tj. w jednostronnym otoczeniu zrobów. Odpowiednio wysokie przykotwienie odrzwi wydatnie poprawia stateczność takich wyrobisk i w sposób zasadniczy zmniejsza ich konwergencję pionową.
W chodniku 341-badawczym zastosowano kotwy iniekcyjne typu IR4SC430WIN (Rys.1), w skład kotwy wchodzą:

- żerdź strunowa iniekcyjna,
- podkładka kształtowa,
- nakrętka,
- głowica iniekcyjna.

Minimalna nośność kotwi wynosiła 430 kN.
Zabudowa kotwy polegała na uprzednim wykonaniu otworu wiertniczego. Średnica otworu do zamocowania kotwy w górotworze była większa o min. 4,0mm niż średnica kotwy a początkowy odcinek otworu był rozwiercony.

Po wywierceniu otworu dokładnie go oczyszczono z zwiercin i pyłu przepłukując wodą. Następnie wprowadzono ładunki klejowe szybkowiążące.
Kotwy zostały wklejone za pomocą min. trzech ładunków klejowych o długości 0,6 m każdy. Zastosowano ładunki szybkowiążące poliuretanowe Lokset (Rys. 2). Ładunki klejowe Lokset to dwuskładnikowe zaprawy klejowe - jednym jest mastyka na bazie żywicy poliestrowej, drugim utwardzacz zawierający organiczny nadtlenek. Obydwa składniki umieszczone są w opakowaniu foliowym i oddzielone od siebie.



Rys. 1 Kotew strunowa IR
Fig. 1. IR cable bolt

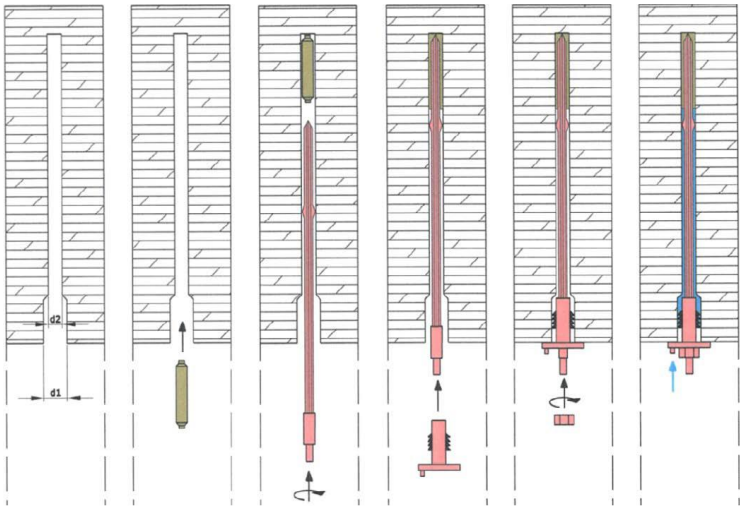


Rys. 2. Ładunek klejowy Lokset.
Fig. 2 Lokset adhesive chargé.

Następnie do każdej kotwi wprowadzono klej organiczno-mineralny Verpensin T. Składnikami kleju Verpensin T są:
- składnik A- sodowe szkło wodne z dodatkami uszlachetniającymi,
- składnik B- izocyjanin z dodatkami uszlachetniającymi,
Klej ten pozwolił na zainiekowanie kotwi na całej długości otworu wiertniczego (Rys.3). Na rysunku 4 przedstawiono cykl zabudowy kotwy iniekcyjne, od wykonania otworu wiertniczego do iniekiekcji otworu.



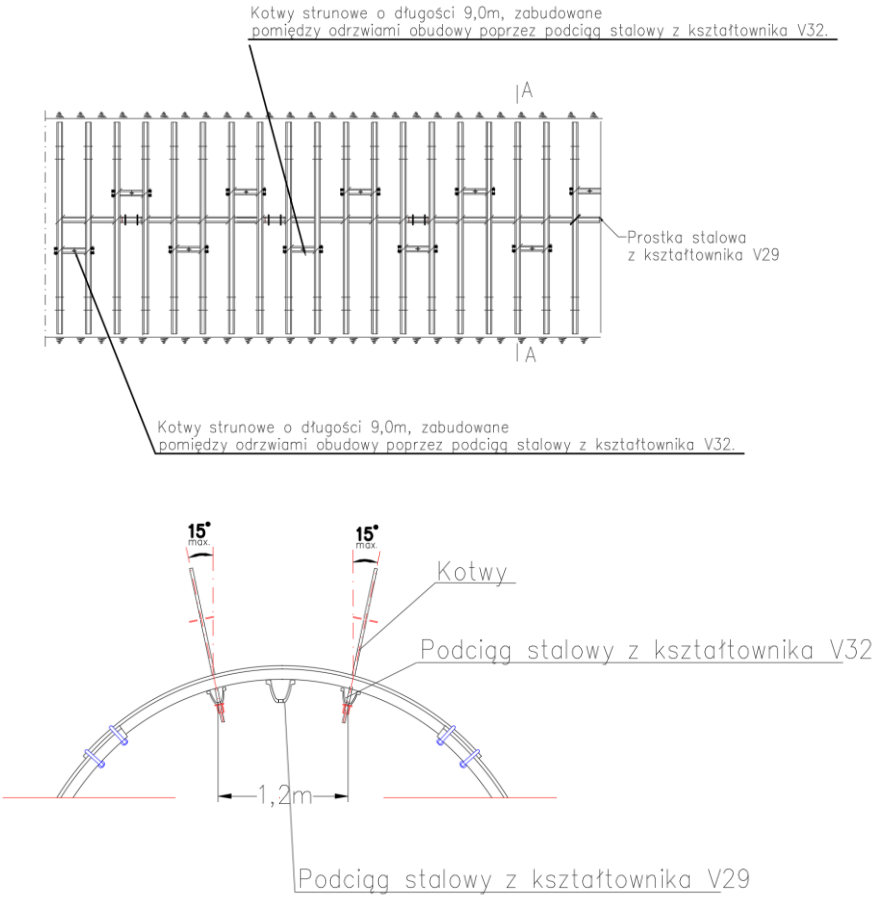
Rys. 3 Zaklejony otwór wiertniczy.
Fig. 3 Injection borehole.



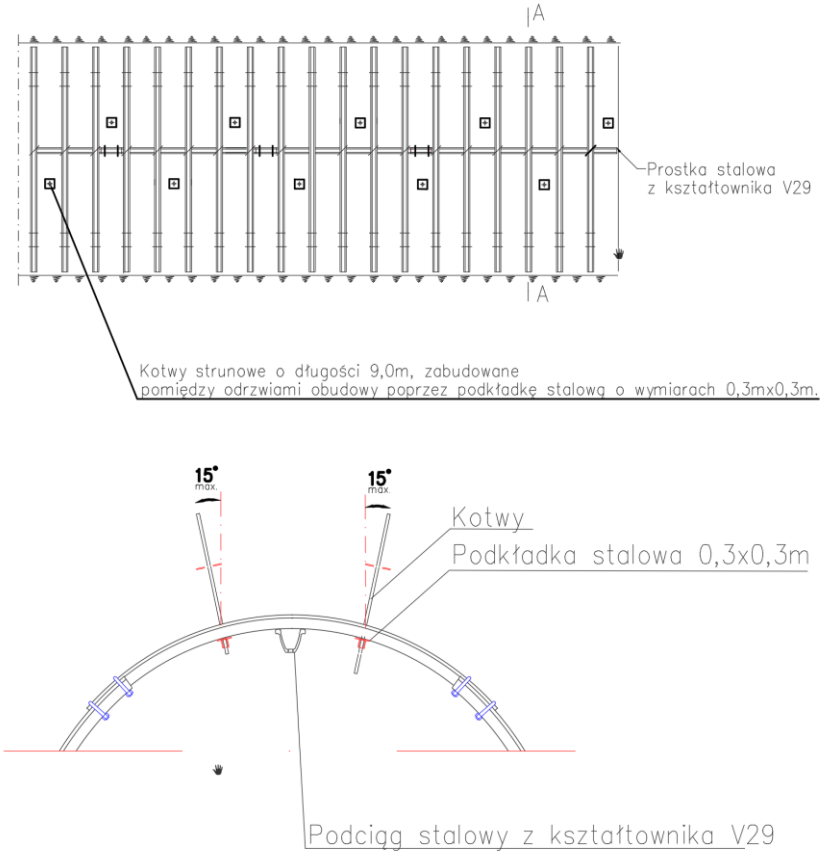
Rys. 4 Kotwa strunowa iniekcyjna – sposób instalacji
Fig. 4. Injection cable bolt – installation method.

Oprócz kotwienia, wykonanie wzmocnienia wyrobiska polegało na zabudowaniu prostek stalowych w osi wyrobiska o długości 5-6m budowanych, na zakładkę min. 2-óch odrzwi, na stropnicach obudowy ŁP. Zabudowa prostek wykonywana była za pomocą złączy ze śrubami hakowymi do odrzwi stropnicy ŁP.

Zastosowano dwa odmienne sposoby zabezpieczenia chodnika 341-badawczego:
- za pomocą kotew 9m iniekcyjnych zabudowanych przez prostkę 1,2m w stropie wyrobiska zgodnie z rys. 5,
- za pomocą kotew 9m iniekcyjnych przez podkładkę z blach o wymiarach 0,3x0,3m zgodnie z rys. 6.



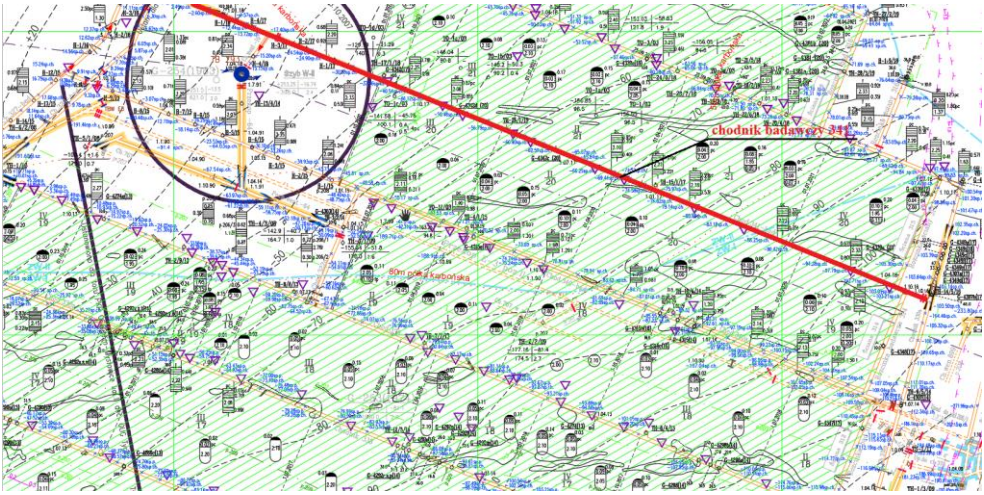
Rys. 5 Sposób zabudowy kotwi linowej poprzez prostkę stalową w chodniku 341-bad.
Fig. 5. Method of installing a cable bolt by section in galery 341-bad.



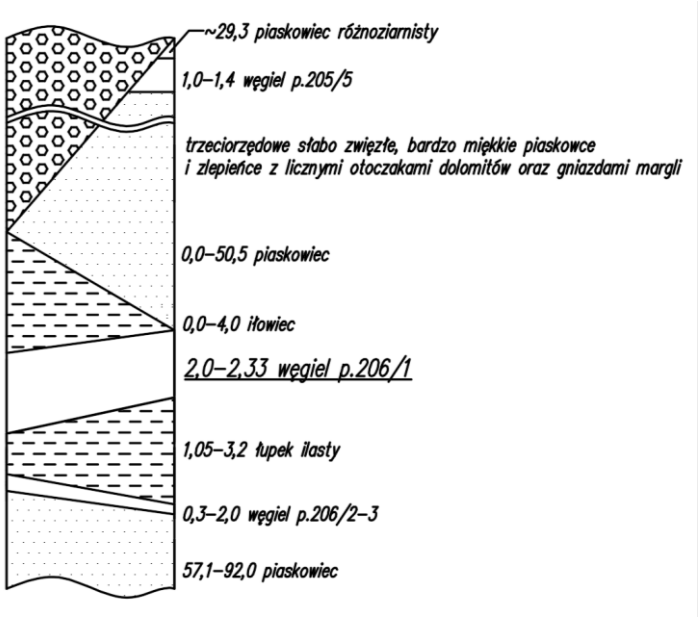
Rys. 6 Sposób zabudowy kotwi linowej podkładkę stalową w chodniku 341-bad.
Fig. 6. Method of installing a cable bolt by steel washer in 341-bad galery.

3. WYNIKI POMIARÓW KONWERGENCJI CHODNIKA 341-BADAWCZEGO.

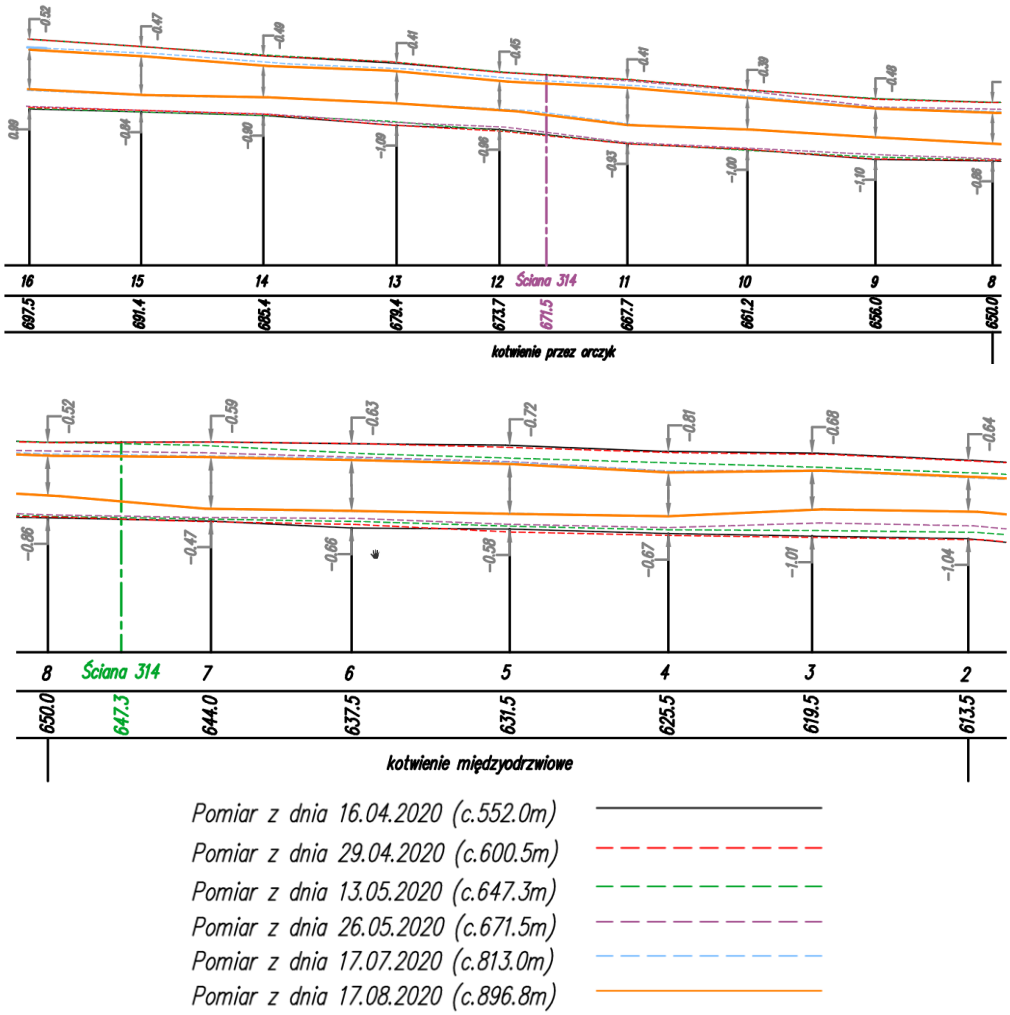
Chodnik 342- badawczy był chodnikiem ścianowym dla ściany 314 w pokładzie 206/1, wykonanym w obudowie ŁP10/V32 (wymiar obudowy: 5500x3800mm). Lokalizacja chodnika widoczna jest na rys. 7. Natomiast profil geologicznych przedstawia rys. 8. Chodnik był utrzymywany w jednostronnym otoczeniu zrobów dla ściany 314. Pomiary konwergencji wykonywane były od cechy 697,5 do cechy 613. Cykl pomiarów wyznaczony był przez postępujący front eksploatacyjny (od cechy 552 do cechy 896). Wyniki pomiarowe konwergencji wyrobiska przedstawia tab.1.



Rys. 7 Lokalizacja chodnika 341-bad.
Fig. 7 Location of the 341-bad. galery.



Rys. 8 Profil geologiczny pokładu 206/1.
Fig. 8 Geologic column of 206/1 seam.



Rys. 9 Wyniki pomiarów konwergencji chodnika 341- badawczego.
Fig. 9. Convergence measurement results of 341-bad galery.

W okresie od 16.04.2020 do 17.08.2020 w czasie eksploatacji ściany 314 w pokładzie 206 w chodniku 341- bad. wykonano 6 pomiarów konwergencji wyrobiska na 16 punktach pomiarowych. Na pierwszym odcinku pomiarowym mierzona była konwergencja wyrobiska wzmocnionego przez kotwy iniekcyjne 9m zabudowane poprzez podciąg stalowy 1,2m (kotwienie przez orczyk), na drugim odcinku mierzono konwergencję wyrobiska wzmocnionego poprzez kotwienie poprzez podkładkę stalową (kotwienie międzyodrzwiowe). Pierwszy pomiar odbył się gdy front ścianowy c 552m nie obejmował swym zasięgiem odcinki pomiarowe (pierwszy odcinek pomiarowy c. 608,15m). Natomiast ostatnio pomiar zrealizowany był gdy front ścianowy znajdował się za punktami pomiarowymi. Największe obniżenie wysokości oraz szerokości wyrobiska zaobserwowano w punkcie pomiarowym 2 w dniu pomiaru 17.08.2020r. Odcinek ten wzmocniony był kotwami zabudowanymi poprzez prostkę stalową. Natomiast naj-

mniejszą konwergencją odznaczał się odcinek wzmocniony przez kotwienie międzyodrzwiowe. Zabudowa kotwy między odrzwiowo przed wpływem frontu eksploatacyjnego ściany 314 widoczna jest na rys. 10. Kotwa naprężona (wciągnięta w strop wyrobiska), po przejściu frontu eksploatacyjnego widoczna jest na rys.11. Ciśnienie eksploatacyjne ściany nie wpłynęła znacznie na deformację obudowy wyrobiska przyścianowego co można zaobserwować na rysunkach 12 oraz 14.

Tab 1. Wartość konwergencji chodnika 341-badawczego.
Tab. 1 The value of convergence of 341-bad galery.

Numer punktu pomiarowego	Cecha ścianowa [m]	Szerokość [m]	Wysokość [m]	Szerokość [m]	Wysokość [m]	Szerokość [m]	Wysokość [m]	Szerokość [m]	Wysokość [m]	Szerokość [m]	Wysokość [m]	Szerokość [m]	Wysokość [m]
		Data pomiaru 16.04.2020		Data pomiaru 29.04.2020		Data pomiaru 13.05.2020		Data pomiaru 26.05.2020		Data pomiaru 17.07.2020		Data pomiaru 17.08.2020	
1	608,15	4,61	3,22	-	3,21	4,80	2,45	3,80	2,14	3,73	1,46	3,79	1,57
2	613,5	4,73	3,02	-	3,02	4,58	2,29	3,61	1,88	3,60	1,31	3,37	1,34
3	619,5	4,67	3,19	-	3,20	4,64	2,44	3,87	2,03	3,86	1,46	3,30	1,50
4	625,5	5,34	3,16	-	3,19	4,52	2,58	3,90	2,18	3,88	1,72	3,92	1,68
5	631,5	5,31	3,22	-	3,25	4,96	2,62	4,30	2,41	4,23	1,96	4,24	1,92
6	637,5	5,33	3,24	-	3,10	5,08	2,63	4,30	2,36	4,04	2,04	-	1,95
7	644,0	4,96	3,04	-	3,07	-	2,82	4,40	2,49	4,08	2,04	4,13	1,98
8	650,0	5,29	2,91	-	2,86	-	2,85	4,60	2,45	4,31	1,59	4,23	1,53
9	656,0	5,32	3,01	-	2,95	-	2,90	4,65	2,36	4,43	1,47	4,05	1,43
10	661,2	5,47	2,95	5,47	2,96	-	3,00	5,09	2,83	4,74	1,68	4,35	1,56
11	667,7	5,50	3,17	5,49	3,18	-	3,15	-	3,05	4,64	1,90	4,66	1,83
12	673,7	5,34	2,85	5,34	2,90	-	2,92	-	2,71	4,48	1,56	4,31	1,44
13	679,4	5,02	3,08	5,02	3,13	-	2,96	-	2,93	4,23	1,73	4,05	1,58
14	685,4	4,92	2,95	4,93	2,90	-	3,00	-	2,88	4,46	1,76	4,13	1,56
15	691,4	4,99	3,23	5,00	3,15	-	3,22	-	3,16	4,10	2,08	4,12	1,92
16	697,5	5,00	3,46	5,01	3,37	-	3,42	-	3,32	4,29	2,12	3,90	1,95



Rys. 10 Kotwa strunowa iniekcyjna zabudowana poprzez podkładkę stalową w chodniku 341-badawczego.
Fig. 10 Cable bolt installed by steel washer in 341-bad galery.



Rys. 11 Kotwa strunowa iniekcyjna zabudowana poprzez podkładkę stalową w chodniku 341-badawczego.
Fig. 11 Cable bolt installed by steel washer in galery 341-bad.



Rys. 12 Widok konwergencji chodnika 341- badawczego.
Fig. 12 View convergence of 341-bad galery.



Rys. 13 Kotwa strunowa iniekcyjna zabudowana poprzez podciąg stalowy w chodniku 341-ba-dawczego.
Fig. 13 Cable bolt installed by steel secion in 341-bad galery.



Rys. 14 Widok konwergencji chodnika 341- badawczego.
Fig. 14 View convergence of 341-bad galery.

4.WNIOSKI.

Wzmożone ciśnienia wpływają na wzrost konwergencji wyrobisk zabezpieczanych podatną obudową podporową. W tej sytuacji, przykotwianie odrzwi jawi się jako podstawowa metoda, która pozwala na skuteczne zwalczanie tych negatywnych aspektów prowadzenia działalności górniczej. Dla zwiększenia efektywności stosowanych rozwiązań, a przede wszystkim obniżenia kosztów drążenia wyrobisk korytarzowych należy poszukiwać nowych rozwiązań w technologii wysokiego kotwienia. W chodniku 341- bad. zastosowano dwa rodzaje wsparcia kotwy w stropie wyrobiska. Największe obniżenie wyrobisk zmierzono w odcinku pomiarowym gdzie wzmocnienie wyrobiska było realizowane poprzez kotwienie z prostką w stropie. Nie oznacza to jednak, że system kotwienia z prostką w stropie pozwala na zachowanie lepszej stateczności wyrobiska niż kotwienie między odrzwiowe. Wpływ na taki stan rzeczy mogło mieć wiele czynników takich jak np. prędkość postępu frontu ścianowego, zmienność właściwości skał otaczających wyrobisko, występowanie zaburzeń geologicznych itp. Zastosowane systemy spełniły swoją rolę, nie dopuszczając przy tym do nadmiernej konwergencji wyrobiska oraz zapewniając odpowiednie bezpieczeństwo prowadzonych prac w rejonie ściany oraz wyrobiska przy ścianowego.

LITERATURA

[1] Bobek, R., Śledź T., Ratajczak A. i Głuch P.. Problemy utrzymania chodników przyścianowych w warunkach zagrożeń naturalnych w KWK „Knurów-Szczygłowice" Ruch Knurów. Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN nr 86, s. 123–149, 2014

[2] Ficek P., Rozmus A., Rotkegel M., Maślanka J., Określenie nośności obudowy wyrobisk korytarzowych w warunkach dołowych, Cuprum: czasopismo naukowo-techniczne górnictwa ruda, 2019.
[3] Kortas G., Konwergencja jako miara zaciskania wyrobisk komorowych, Przegląd Górniczym T.57 nr 6, str. 23-29, 2001.
[4] Majcherczyk T., Małkowski P., Niedbalski Z., Analiza utrzymania stateczności wyrobisk korytarzowych w długim okresie, Przegląd Górniczy, T. 71 nr 1, str 53-60, 2015.
[5] Małkowski P., Niedbalski Z., Majcherczyk T., Konwergencja wyrobisk chodnikowych na podstawie wyników obliczeń numerycznych i ich weryfikacja pomiarami in situ, Górnictwo i Geoinżynieria, Rok 32, 2008.
[6] Marczak H., Ocena zaciskania wyrobisk chodnikowych na podstawie pomiarów konwergencji, Postępy Nauki i Techniki nr 4, 2010.
[7] Prusek S., System ciągłego monitoringu gabarytów wyrobisk korytarzowych, Przegląd Górniczy, T. 62 nr 7-8, str 22-26, 2006.

CONVERGENCE OF AN EXCAVATION MAINTAINED IN ONE-SIDED SURROUNDINGS OF WORKINGS USING DIFFERENT SYSTEMS HIGH ANCHORING IN THE CONDITIONS OF COAL MINE KWK PIAST-ZIEMOWIT PART ZIEMOWIT.

Excavations involve disturbing the original balance in the rock mass. The original stress state changes. The state of effort of the rock mass depends on the secondary stress state, which in turn influences its deformation processes. The role of high anchoring of the rock mass using string bolts to strengthen support structures in the Polish hard coal mining industry is systematically growing. This is mainly related to the need to increase the load-bearing capacity of the support systems in the face of increasingly difficult load conditions caused mainly by the increase in bone depth, extensive tectonics and the influence of exploitation carried out in the currently selected deposits. Also important here is the use of increasingly larger cross-sections of workings, caused by both energy and ventilation reasons. The article presents the convergence of research gallery 341 in the one-sided surroundings of the gobs of long wall 314 in seam 206/1 in the Piast-Ziemowit Part Ziemowit Coal Mine using different high anchoring systems.

KOMAG

Uwarunkowania prawne i techniczne dotyczące badań i certyfikacji jednostek kogeneracyjnych

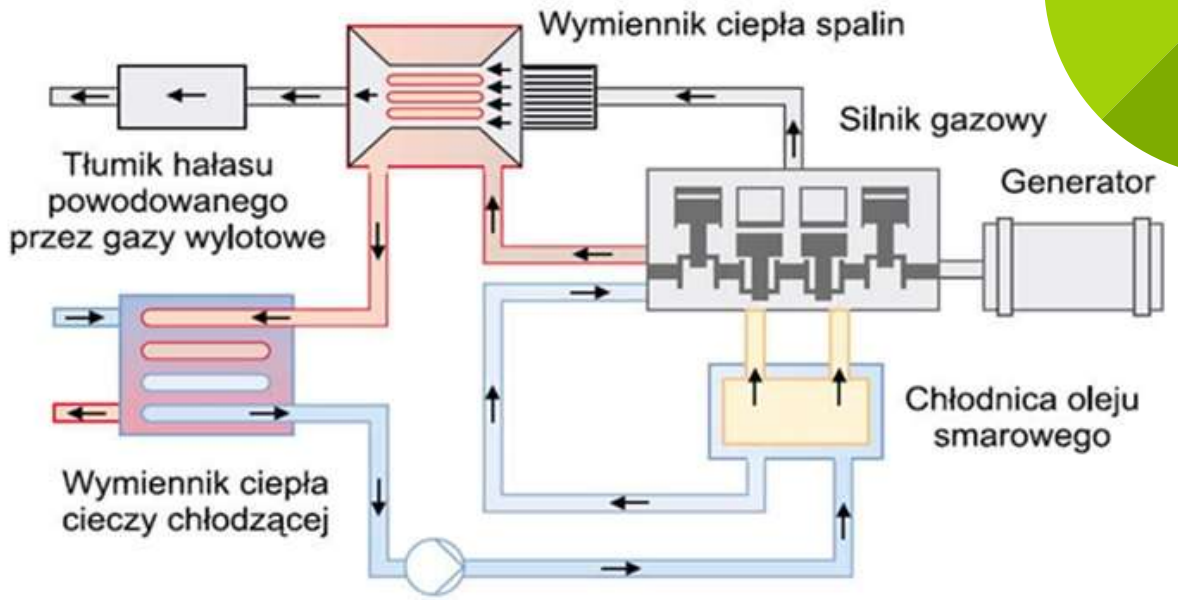


dr inż. Andrzej Figiel

Cel prezentacji

Przedstawienie uwarunkowań prawnych i technicznych dotyczących jednostek kogeneracyjnych, związanych z ich przyłączeniem do sieci elektroenergetycznej.

Zaprezentowanie trybu i zasad potwierdzania zgodności jednostek kogeneracyjnych z wymaganiami technicznym na przykładzie badań i certyfikacji – procesów realizowanych w akredytowanym laboratorium badawczym i akredytowanej jednostce certyfikującej Instytutu KOMAG.



https://www.kierunekenergetyka.pl/artykul,77599,czy-i-komu-oplaca-sie-kogeneracja.html

Zielona transformacja

Redukcja emisji gazów cieplarnianych do 2030 r. co najmniej o 55%

Osiągnięcie w 2050 r. neutralności emisyjnej nazywana też neutralnością klimatyczną, węglową lub zerową emisją netto, oznaczającej równowaga między emisjami CO_2 a pochłanianiem CO_2 z atmosfery

Ograniczenie emisji z sektora energetycznego (spalanie paliw odpowiada za ponad 3/4 emisji gazów cieplarnianych w Unii Europejskiej) oraz **zmniejszenie zużycia energii**



Równoczesne wytwarzanie ciepła i energii elektrycznej w trakcie tego samego procesu technologicznego pozwala uzyskać sprawność przekraczającą 90 %, podczas gdy sprawność wytwarzania wyłącznie energii elektrycznej nie przekracza 40 %

Kodeks sieci NC RfG

Wszystkie jednostki wytwórcze, w tym jednostki kogeneracyjne, oddawane do użytkowania muszą spełniać wymagania rozporządzenia Komisji (UE) 2016/631 z dnia 14 kwietnia 2016 r. ustanawiające kodeks sieci dotyczący wymogów w zakresie przyłączenia jednostek wytwórczych do sieci - kodeksu NC RfG

- Utrzymanie bezpieczeństwa dostaw energii, w kontekście dużej skali rozwoju źródeł rozproszonych, ich ogromnego wpływu na parametry energii oraz ryzyka destabilizacji krajowego systemu elektroenergetycznego (zmiana sposobu pracy sieci)
- Ustanowienie przepisów technicznych ustalających minimalne wymogi dotyczące projektu technicznego i eksploatacji modułów wytwarzania energii na potrzeby przyłączenia do systemu przesyłowego - Ułatwienie integracji odnawialnych źródeł energii
- Przyłączanie do sieci urządzeń charakteryzujących się odpowiednią odpornością, tak aby eliminować zakłócenia (odpowiednia reakcja modułów wytwarzania energii na odchylenia od napięcia referencyjnego i częstotliwości znamionowej)
- Zapobieganie poważnym przerwom w dostarczaniu energii elektrycznej oraz umożliwienie łatwego przywrócenia działania systemu po jego załamaniu
- Ustalenie różnych poziomów wymagań dla poszczególnych typów modułów wytwarzania energii, określonych w oparciu o poziom napięcia w punkcie przyłączenia oraz ich maksymalną moc wytwórczą

Typy jednostek wytwórczych (PGM)

Typ modułu wytwarzania energii (jednostki wytwórczej)	A	B	C	D
Napięcie w punkcie przyłączenia	< 110 kV	< 110 kV	< 110 kV	≥ 110 kV
Wartość graniczna progu mocy maksymalnej w Europie kontynentalnej	0,8 kW	1 MW	50 MW	75 MW
Wartość graniczna progu mocy maksymalnej w Polsce*	0,8 kW	0,2 MW	10 MW	75 MW

W praktyce jednostki kogeneracyjne wytwarzające energię elektryczną oraz ciepło ze spalania paliwa gazowego (biogaz, gaz ziemny) lub ciekłego (biopłyny, olej napędowy) zaliczają się do modułów typu A (napięcie niższe od 110 kV, moc nie przekraczająca 200 kW) lub typu B (napięcie niższe od 110 kV, moc nie przekraczająca 10 MW)

Polskie Towarzystwo Przesyłu i Rozdziału Energii Elektrycznej (PTPiREE)

Stowarzyszenie zrzeszające operatorów elektroenergetycznych systemów dystrybucyjnych i operatora systemu przesyłowego oraz pracowników branży energetycznej, w ramach wdrażania przepisów kodeksu sieci NC RfG opracowało dokument określający warunki i procedury wykorzystania certyfikatów w procesie przyłączenia modułów wytwarzania energii do sieci elektroenergetycznych

Zgodnie z tym dokumentem certyfikacji podlegają:

- **jednostki wytwórcze**, zdefiniowane jako najmniejsze zestawy urządzeń i instalacji, które są w stanie generować energię elektryczną niezależnie (i samodzielnie) od innych jednostek rozmieszczonych w ramach modułu wytwarzania energii i/lub zakładu wytwarzania energii (np. w przypadku farmy wiatrowej będzie to pojedyncza turbina wiatrowa),
- **komponenty**, zdefiniowane jako część jednostki wytwórczej i/lub modułu wytwarzania energii i/lub zakładu wytwarzania energii, niezbędne do zapewniania danej zdolności technicznej całego modułu wytwarzania energii.

Wymagania dla jednostek kogeneracyjnych

- **rozporządzenie Komisji (UE) 2016/631** z dnia 14 kwietnia 2016 r. ustanawiające kodeks sieci dotyczący wymogów w zakresie przyłączenia jednostek wytwórczych do sieci - oznaczenie skrótowe dokumentu NC RfG

- **Wymogi Ogólnego Stosowania** wynikające z rozporządzenia komisji UE 2016/631 z dnia 14 kwietnia 2016 r. ustanawiającego kodeks sieci dotyczący wymogów w zakresie przyłączenia jednostek wytwórczych do sieci zatwierdzone decyzją Prezesa Urzędu Regulacji Energetyki DRE.WOSE.7128.550.2.2018.ZJ z dnia 2 stycznia 2019 r.

- **PN-EN 50549-1:2019-02** Wymagania dla instalacji wytwórczych przeznaczonych do równoległego przyłączania do publicznych sieci dystrybucyjnych. Część 1: Przyłączanie do sieci dystrybucyjnej nN. Instalacje wytwórcze aż do typu B włącznie.

Badania jednostek wytwórczych



Laboratorium Badań Stosowanych Instytutu KOMAG, jako pierwsze laboratorium w Polsce, uzyskało akredytację Polskiego Centrum Akredytacji na badania jednostek wytwórczych przyłączanych do sieci elektroenergetycznej zdefiniowanych w Rozporządzeniu Komisji (UE) 2016/631 z dnia 14 kwietnia 2016 (NC RfG).



ilac-MRA

PCA
Polskie Centrum Akredytacji
BADANIA
AB 665

KOMAG



INSTYTUT TECHNIKI GÓRNICZEJ KOMAG
Zakład Badań Atestacyjnych Jednostka Certyfikująca
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice
email: certyfikacja@komag.eu
KOMAG

PROGRAM CERTYFIKACJI
Program certyfikacji jednostek wytwórczych
PC-DBA/05

Wydanie nr 3 z dnia 14.09.2022 r.

Program certyfikacji jest własnością Zakładu Badań Atestacyjnych Jednostki Certyfikującej. Udostępnianie, powielanie oraz rozpowszechnianie bez pisemnej zgody Kierownika jest zabronione.

Opracował:	Zweryfikował:	Zatwierdził:
Andrzej Figiel	Romana Zając	Andrzej Figiel



POLSKIE CENTRUM AKREDYTACJI
POLISH CENTRE FOR ACCREDITATION

PCA POLSKIE CENTRUM AKREDYTACJI

Sygnatariusz EA MLA
EA MLA Signatory

CERTYFIKAT AKREDYTACJI
JEDNOSTKI CERTYFIKUJĄCEJ WYROBY
ACCREDITATION CERTIFICATE FOR PRODUCT CERTIFICATION BODY
Nr AC 023

Potwierdza się, że: / This is to confirm that:

INSTYTUT TECHNIKI GÓRNICZEJ KOMAG
ZAKŁAD BADAŃ ATESTACYJNYCH – JEDNOSTKA CERTYFIKUJĄCA
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice

spełnia wymagania normy PN-EN ISO/IEC 17065:2013-03
meets requirements of the PN-EN ISO/IEC 17065:2013-03 standard

Akredytowana działalność jest określona w Zakresie Akredytacji Nr AC 023
Accredited activity is defined in the Scope of Accreditation No AC 023

Akredytacja pozostaje w mocy pod warunkiem przestrzegania wymagań jednostki akredytującej określonych w kontrakcie Nr AC 023
This accreditation remains in force provided the Body observes the requirements of Accreditation Body defined in the Contract No AC 023

Akredytacji udzielono dnia 10.11.1995 r.
Accreditation was granted on 10.11.1995

POLSKIE CENTRUM AKREDYTACJI

DYREKTOR
POLSKIEGO CENTRUM AKREDYTACJI
LUCYNA OLBORSKA

Warszawa, 08 września 2021 r.

Badania i certyfikacja jednostek wytwórczych

Akredytowane badania jednostki wytwórczej
w Laboratorium Badań Stosowanych

Certyfikacja jednostki wytwórczej
w Zakładzie Badań Atestacyjnych Jednostce Certyfikującej



KOMAG

INSTYTUT TECHNIKI GÓRNICZEJ KOMAG
Zakład Badań Atestacyjnych
Jednostka Certyfikująca
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice

PCA

CERTIFICATE OF CONFORMITY
No. KOMAG/23/0022

Programme type 1a according to EN ISO/IEC 17067
Certification programme PC-DBA/05 edition 3 dated 14.09.2022

Product name:	**Series of CHP units of the type:** – **INdoor MGM (fuel - biogas or high-methane natural gas)** – **OUTdoor MGM (fuel - biogas or high-methane natural gas)**
Type (versions):	in accordance with the Enclosure to the certificate, item A2
Name and address of the certificate holder:	**Motorgas Sp. z o.o.** Al. Niepodległości 606/610, 81-879 Sopot
Name and address of product manufacturer:	**Motorgas s.r.o.** Oderská 963, 196 00 Praha 9
Product identification:	according to the Enclosure to this Certificate containing the technical parameters and documentation specifications

Confirmation of conformity with:

– Commission Regulation (EU) 2016/631 of 14 April 2016 establishing a network code on requirements for grid connection of generators (OJ L 112/1, 27.4.2016) - NC RfG

Confirmation that the requirements for the product manufacturer contained in the following documents are met:

– General Application Requirements under EU Commission Regulation 2016/631 of 14 April 2016 establishing a network code on requirements for grid connection of generators - approved by decision of the President of the Energy Regulatory Office DRE.WOSE.7128.550.2.2018.ZJ of 2 January 2019,

– Conditions and procedures for the use of certificates in the process of connecting power-generating modules to the power networks - elaboration by the Polish Power Transmission and Distribution Association dated 26.04.2021 (updated 4.05.2021).

The certificate is valid from **24 January 2023** to **23 January 2028**. It applies only to products having the same characteristics (parameters) as the model(s) submitted for assessment and meeting the requirements set out above

INSTYTUT TECHNIKI GÓRNICZEJ KOMAG GLIWICE

Head of Division of Attestation Tests
Certifying Body
Andrzej Figiel, Ph. D. Eng.

Gliwice, **24 January 2023**

Form: PC-DBA/05-Z2 issued on 14.09.2022, updated on 30.12.2022

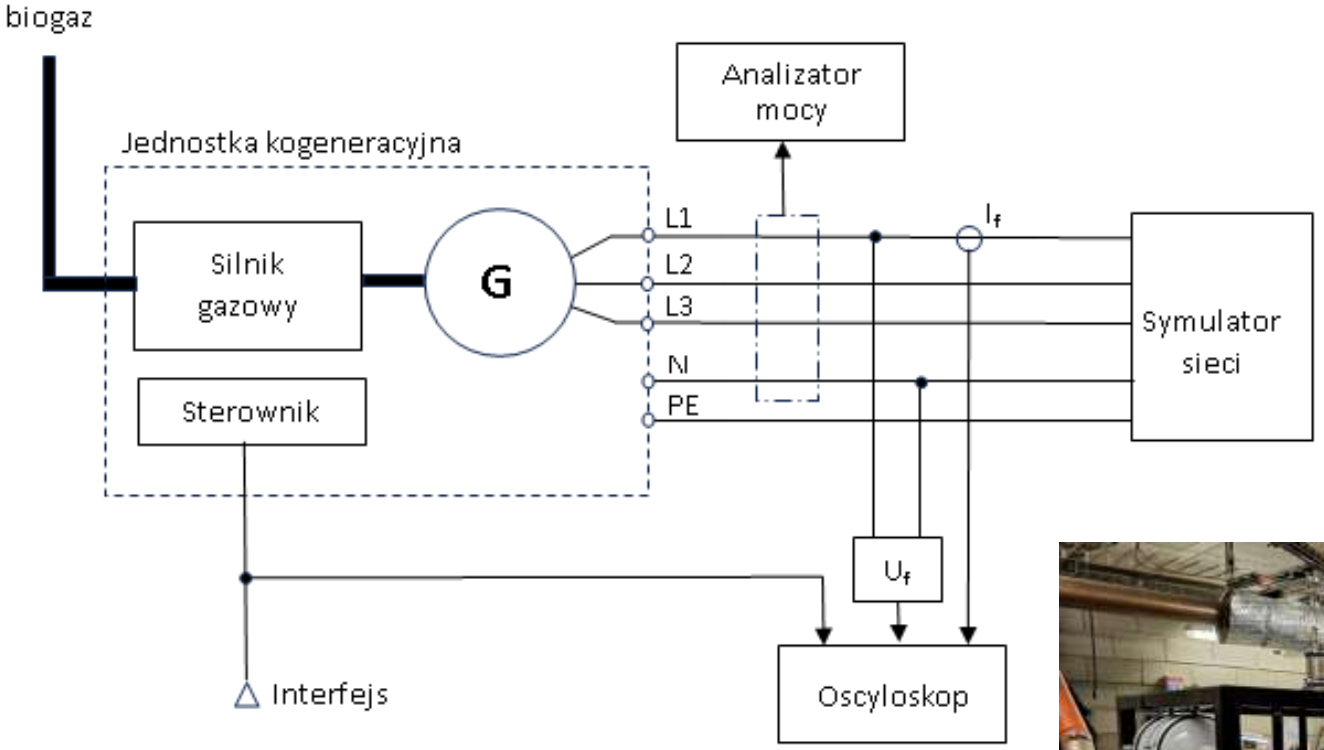
Wykaz urządzeń akceptowanych po 01.05.2022 / List of devices that meet reqirements after 01.05.2022

Lp.	Certyfikat / Certificate		Urządzenie / Device					
	Nr dokumentu / Document number	Data ważności dokumentu / Document expiration date	Nazwa producenta / Manufacturer's name	Adres producenta / Manufacturer's address	Rodzaj Urządzenia / Type of device	Typ model / Type model	Zakres wymagań PPM: (A,B,C,D) / Scope of requirements PPM: (A,B,C,D)	Wersja oprogramowania / Firmware version
2395	KOMAG/23/0022	23.01.2028	Motorgas Sp. z o.o.	Al. Niepodległości 606/610, 81-879 Sopot	Kogenerator	Indoor MGM 70	A	1.7.0.9 (SW version) 213 (SW branch)
2396	KOMAG/23/0022	23.01.2028	Motorgas Sp. z o.o.	Al. Niepodległości 606/610, 81-879 Sopot	Kogenerator	OUTdoor MGM 70	A	1.7.0.9 (SW version) 213 (SW branch)
2397	KOMAG/23/0022	23.01.2028	Motorgas Sp. z o.o.	Al. Niepodległości 606/610, 81-879 Sopot	Kogenerator	Indoor MGM 75	A	1.7.0.9 (SW version) 213 (SW branch)
2398	KOMAG/23/0022	23.01.2028	Motorgas Sp. z o.o.	Al. Niepodległości 606/610, 81-879 Sopot	Kogenerator	OUTdoor MGM 75	A	1.7.0.9 (SW version) 213 (SW branch)

Zakres badań jednostek kogeneracyjnych typa A i B

Lp.	Badanie	Kodeks sieci NC RfG	Typ jednostki
1	Zakres częstotliwości roboczej - zdolność do zachowania połączenia z siecią oraz pracy w zakresach częstotliwości i okresach określonych w NC RfG, dla obszaru synchronicznego – Europa kontynentalna (od 47,5 Hz do 51,5 Hz)	art. 13 ust. 1 (a)	A
2	Zdolność do zachowania połączenia z siecią oraz pracy przy szybkich zmianach częstotliwości sieci ROCOF	art. 13 ust. 1 (b)	
3	Odpowiedz mocą na podwyższoną częstotliwość (LFSM-O)	art. 13 ust. 2 (a, c, d, e, f, g)	
4	Dopuszczalna redukcja mocy czynnej w stosunku do maksymalnej generowanej mocy przy spadku częstotliwości	art. 13 ust. 4	
5	Zaprzestanie generacji mocy czynnej – interfejs logiczny	art. 13 ust. 6	
6	Przyłączenie i rozpoczęcie wytwarzania energii elektrycznej (w stanie normalnym, jak i po wyzwoleniu zabezpieczenia przyłącza)	art. 13 ust. 7	
7	Regulacja mocy czynnej przez operatora systemu za pomocą poleceń przekazywanych przez interfejs logiczny (port wejściowy).	art. 14, ust. 2	B
8	Zdolność do pozostania w pracy podczas zwarcia i utrzymania stabilnej pracy po zakłóceniu systemu przez wyłączone zwarcia w systemie przesyłowym	art. 14, ust. 3	

Schemat układu do badania jednostek kogeneracyjnych



Przykładowe jednostki kogeneracyjne poddane badaniom i certyfikowane w Instytucie KOMAG

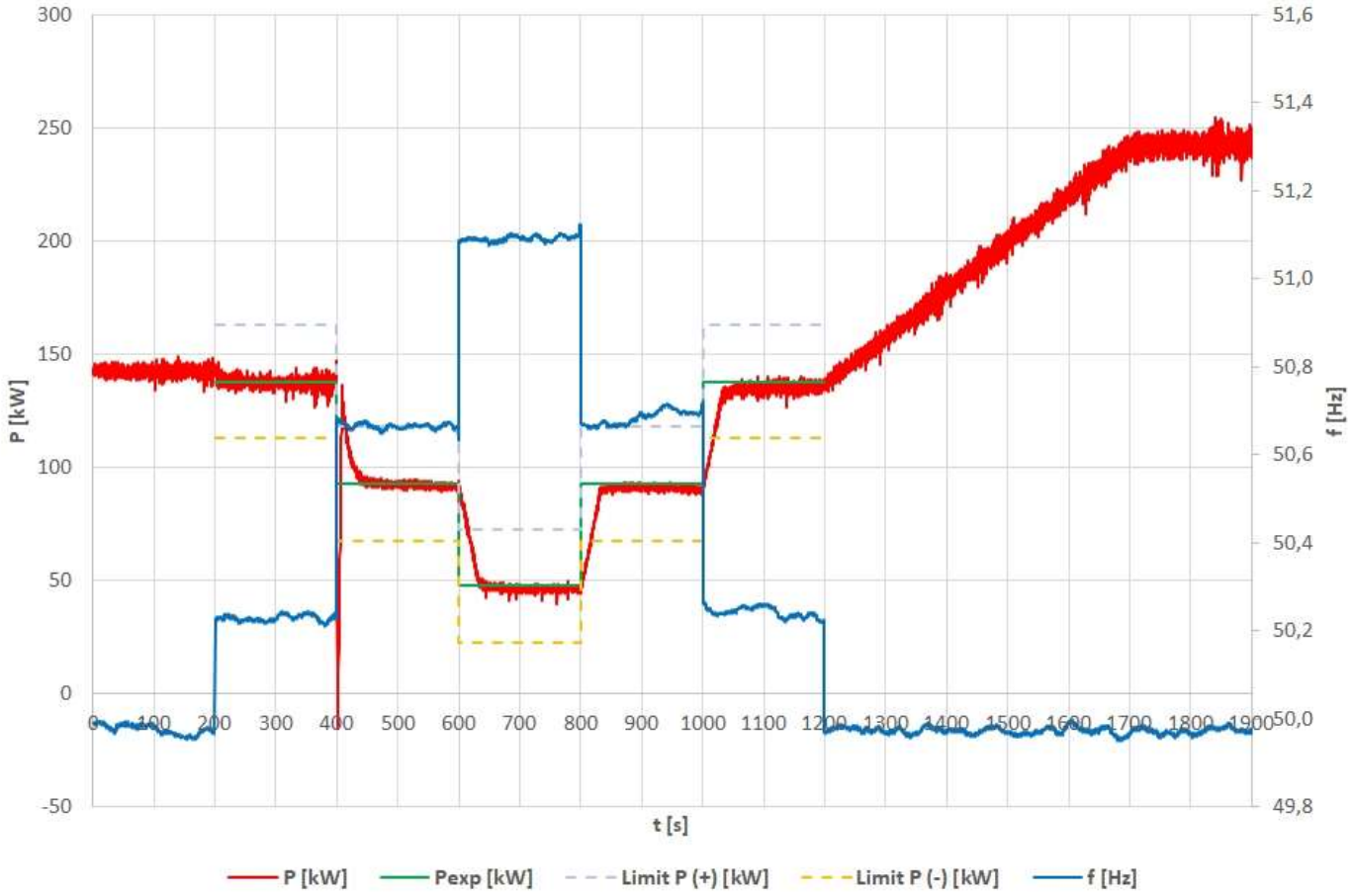




Uzyskane podczas badań wartości są rejestrowane i analizowane w aspekcie spełnienia wymagań kodeksu sieci NC RfG, Warunków Ogólnego Stosowania (PSE), jak i normy PN-EN 50549-1:2019-02.

Badania odpowiedzi mocą na podwyższoną częstotliwość (LFSM-O)

Wymaganie: art. 13, ust. 2 – NC RfG oraz p. 4.6.1 normy PN-EN 50549-1:2019-02



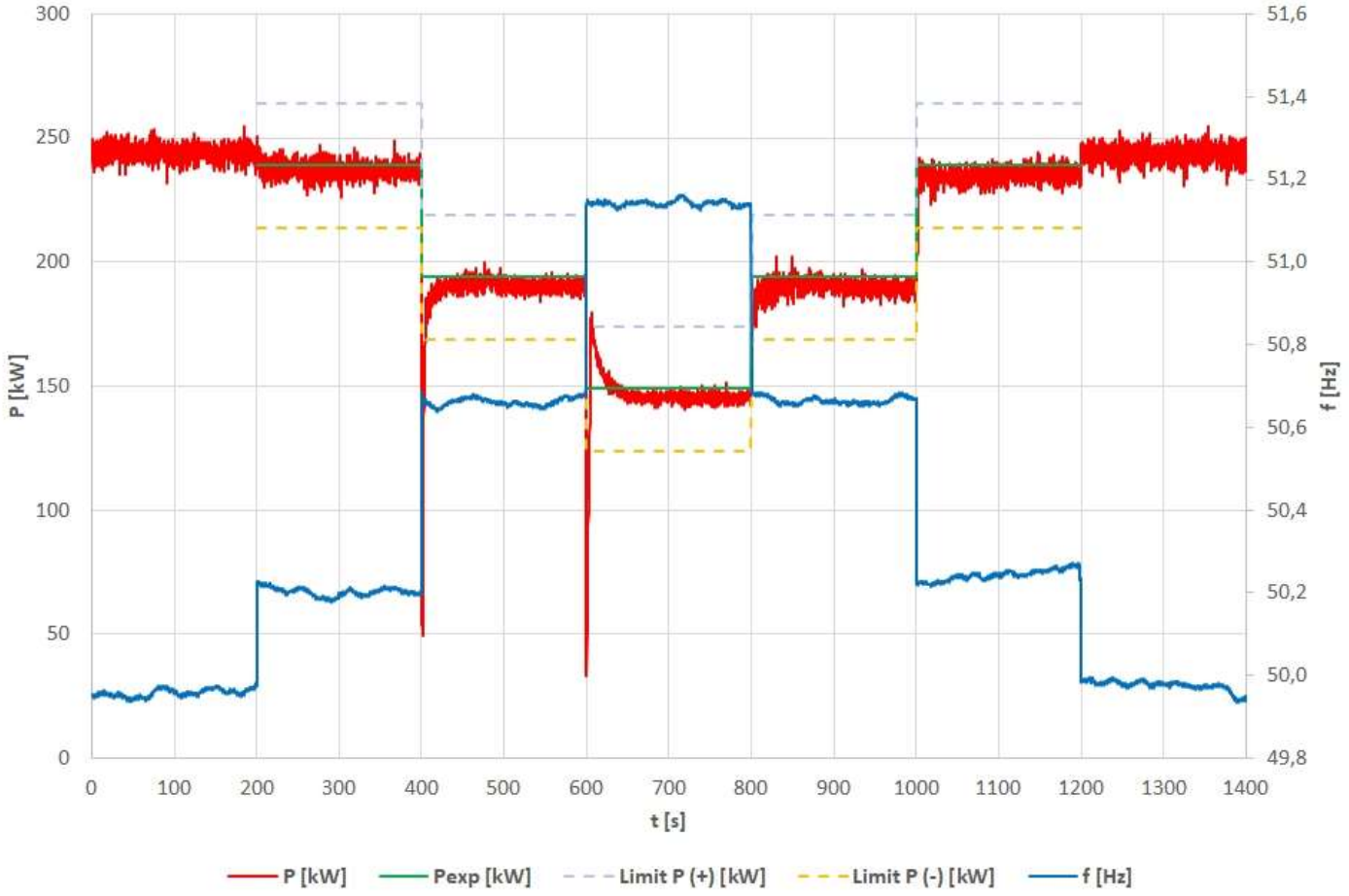
Ocenie podlega czas aktywacji odpowiedzi mocą czynną na podwyższoną częstotliwość, dokładność regulacji mocy dla przyjętego statyzmu (s) jak również rampa wzrostu mocy po wyjściu z algorytmu LFSM-O (po powrocie częstotliwości poniżej zdefiniowanego progu aktywacji (f1))

Parametry testu:

- f_1 = 50,2 Hz
- s = 5%
- P_{set} = 60% Pn

Badania odpowiedzi mocą na podwyższoną częstotliwość (LFSM-O)

Wymaganie: art. 13, ust. 2 – NC RfG oraz p. 4.6.1 normy PN-EN 50549-1:2019-02

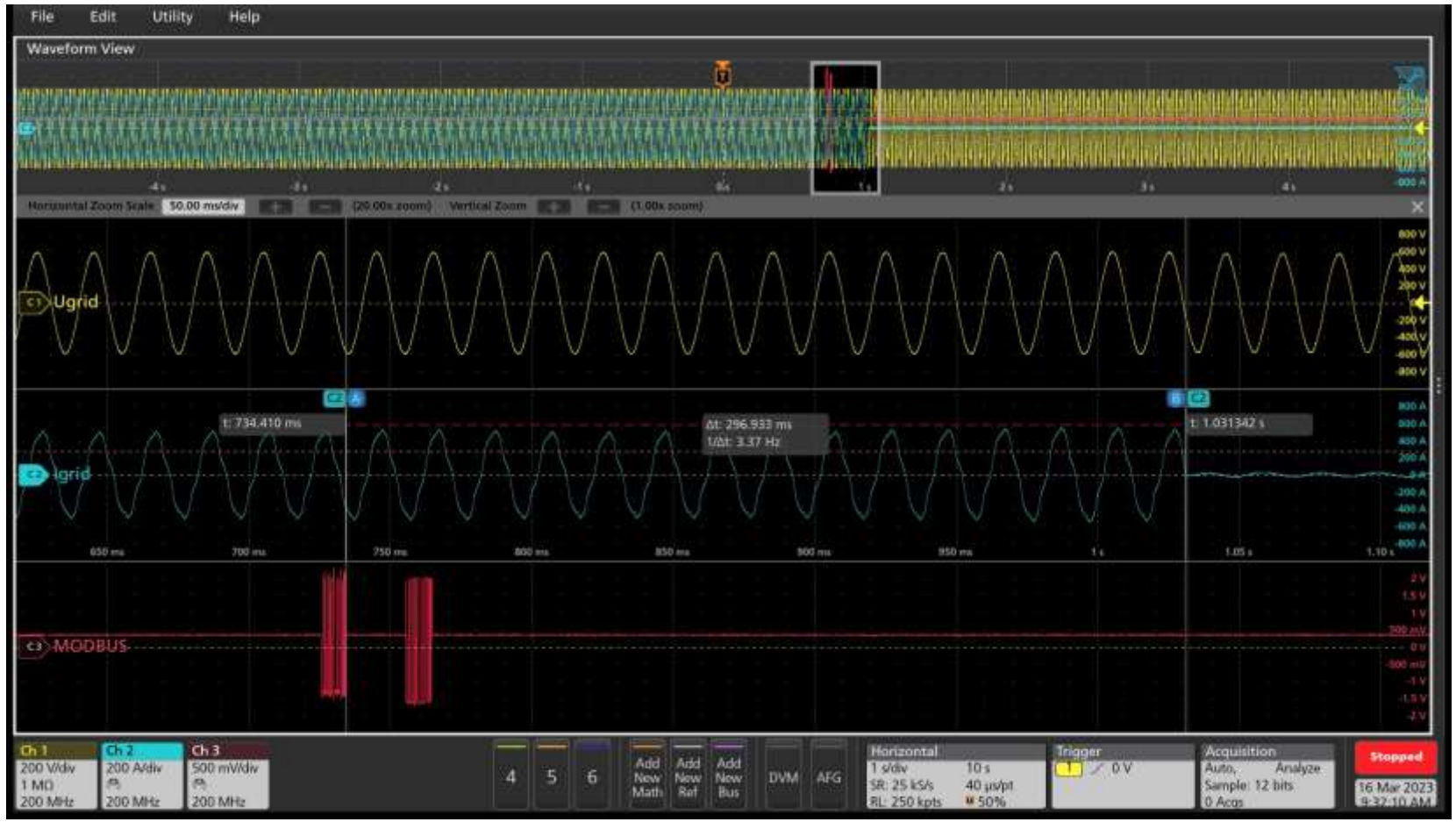


Parametry testu:

- f_1 = 50,2 Hz
- s = 5%
- P_{set} = 100% Pn

Zaprzestanie generacji mocy (interfejs logiczny)

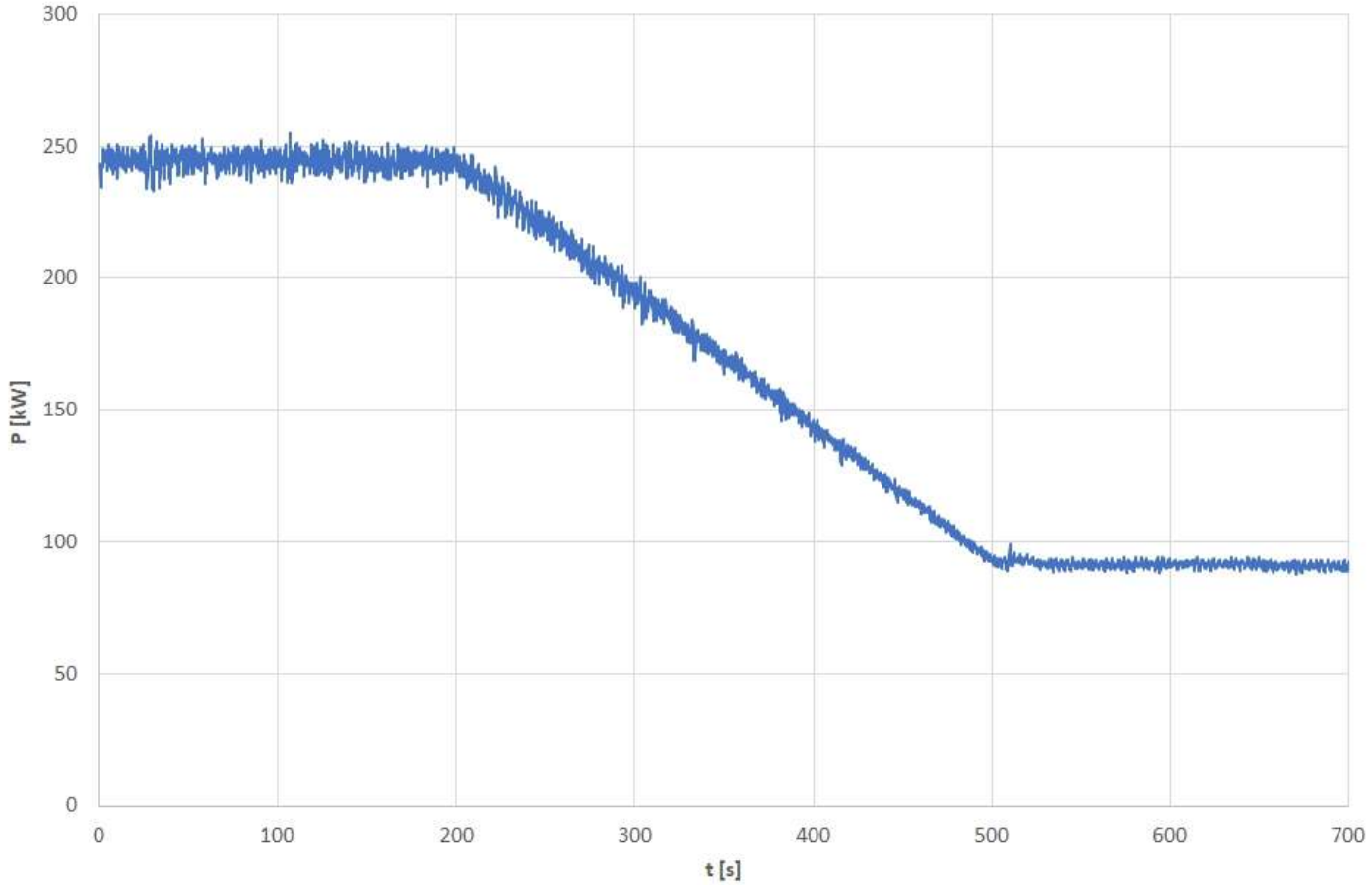
Wymaganie: art. 13, ust. 2 – NC RfG oraz p. 4.6.1 normy PN-EN 50549-1:2019-02



Badanie ma na celu weryfikację funkcjonalności jednostki kogeneracyjnej polegającej na zaprzestaniu generacji mocy czynnej po otrzymaniu stosowanego komunikatu (polecenia) na dostępnym interfejsie logicznym. Badania realizowane są dla wszystkich dostępnych interfejsów logicznych, np. wejście binarne lub protokół MODBUS, bazując na interfejsie RS485 (MODBUS ASCII lub RTU) oraz Ethernet (MODBUS TCP).

Regulacja mocy czynnej przez operatora systemu (interfejs logiczny)

Wymaganie: art. 14, ust. 2 – NC RfG

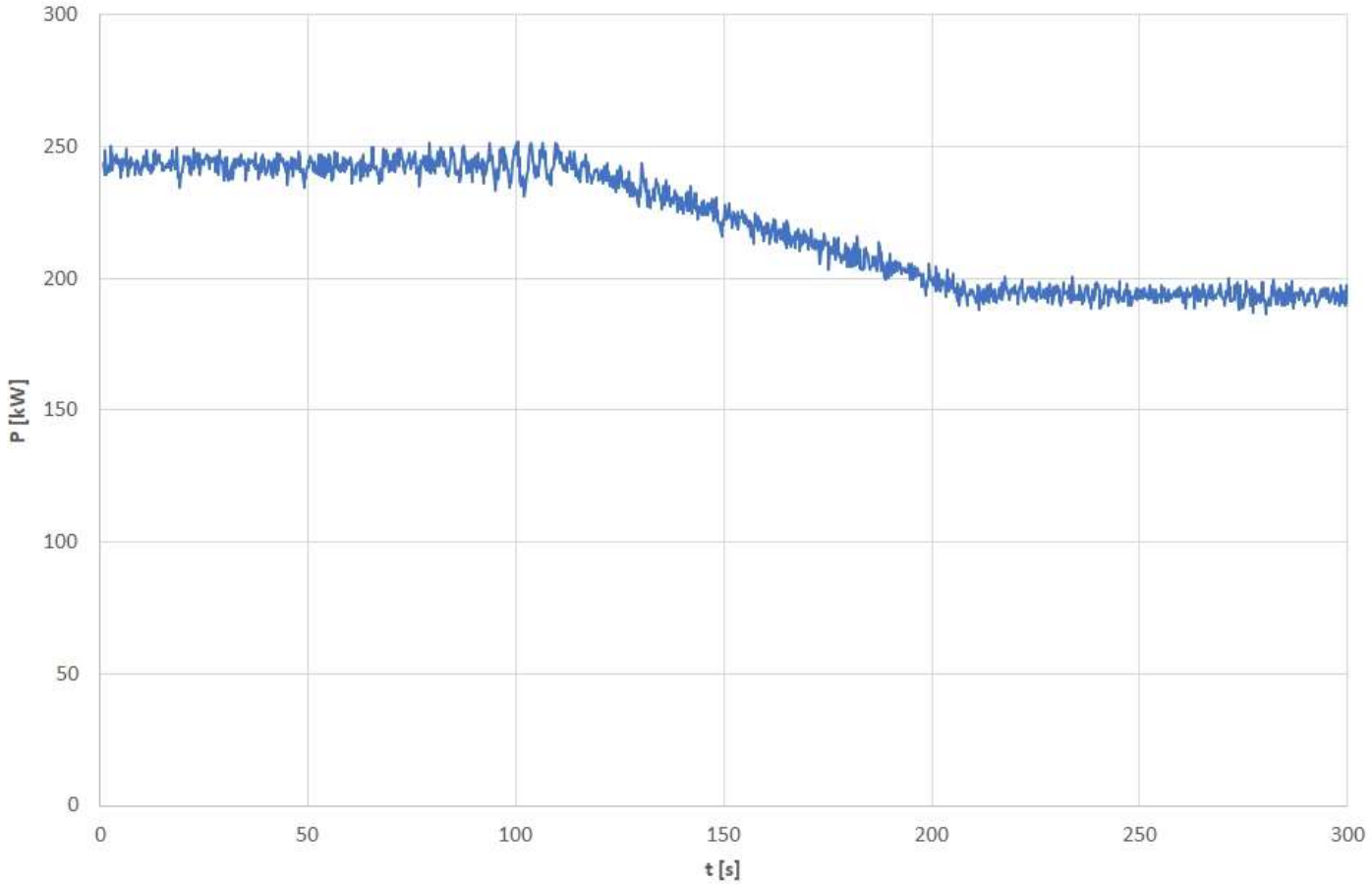


Badanie ma na celu weryfikację funkcjonalności jednostki kogeneracyjnej w zakresie zdalnej regulacji mocy czynnej poprzez interfejs logiczny. Podczas badań weryfikowana jest szybkość odpowiedzi jednostki kogeneracyjnej na otrzymany komunikat o zmianie mocy. Funkcjonalność w zakresie zdalnej regulacji mocy stanowi podstawowy mechanizm zarządzania jednostką wytwórczą przez Operatorów Systemu Dystrybucyjnego (OSD)

Regulację mocy czynnej przez interfejs logiczny do wartości 40% mocy znamionowej

Regulacja mocy czynnej przez operatora systemu (interfejs logiczny)

Wymaganie: art. 14, ust. 2 – NC RfG



Regulację mocy czynnej przez interfejs logiczny do wartości 80% mocy znamionowej.

Podsumowanie

- Instytut KOMAG, wychodząc naprzeciw oczekiwaniom rynku, zainwestował w infrastrukturę badawczą, wdrożył metody badawcze oraz program certyfikacji jednostek wytwórczych, w tym jednostek kogeneracyjnych.

- Producenci jednostek wytwórczych mogą potwierdzić ich zgodność z wymaganiami kodeksu sieci NC RfG w krajowej jednostce, oferującej swoje usługi w ramach akredytacji udzielonej przez Polskiego Centrum Akredytacji.

- Doświadczenia uzyskane podczas oceny jednostek kogeneracyjnych, których wybrane wyniki zaprezentowano w niniejszej prezentacji, potwierdzają celowość poddawania tych wyrobów badaniom i certyfikacji.

KOMAG

ZAPRASZAMY DO WSPÓŁPRACY!

Zakład Badań Atestacyjnych
Jednostka Certyfikująca
dr inż. Andrzej Figiel
email: afigiel@komag.eu
tel.: 32 2374 570

Laboratorium Badań Stosowanych
dr inż. Łukasz Orzech
email: lorzech@komag.eu
tel.: 32 2374 819





Autonomiczny system akcelerometryczny do określania prędkości rozchodzenia się fal sejsmicznych w rejonach o wysokim stopniu zagrożenia tąpaniowego

Krzysztof Fuławka, Piotr Mertuszka, Marcin Szumny, Marcin Paterek
KGHM CUPRUM Sp. z o.o. Centrum Badawczo-Rozwojowe

Robert Michułka
KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze Lubin

NEXGEN SIMS

NEXGEN SIMS

Next Generation Carbon Neutral Pilots for Smart Intelligent Mining Systems

- Okres realizacji: maj 2021 r. – kwiecień 2024 r.
- Całkowity budżet: 16 mln EUR

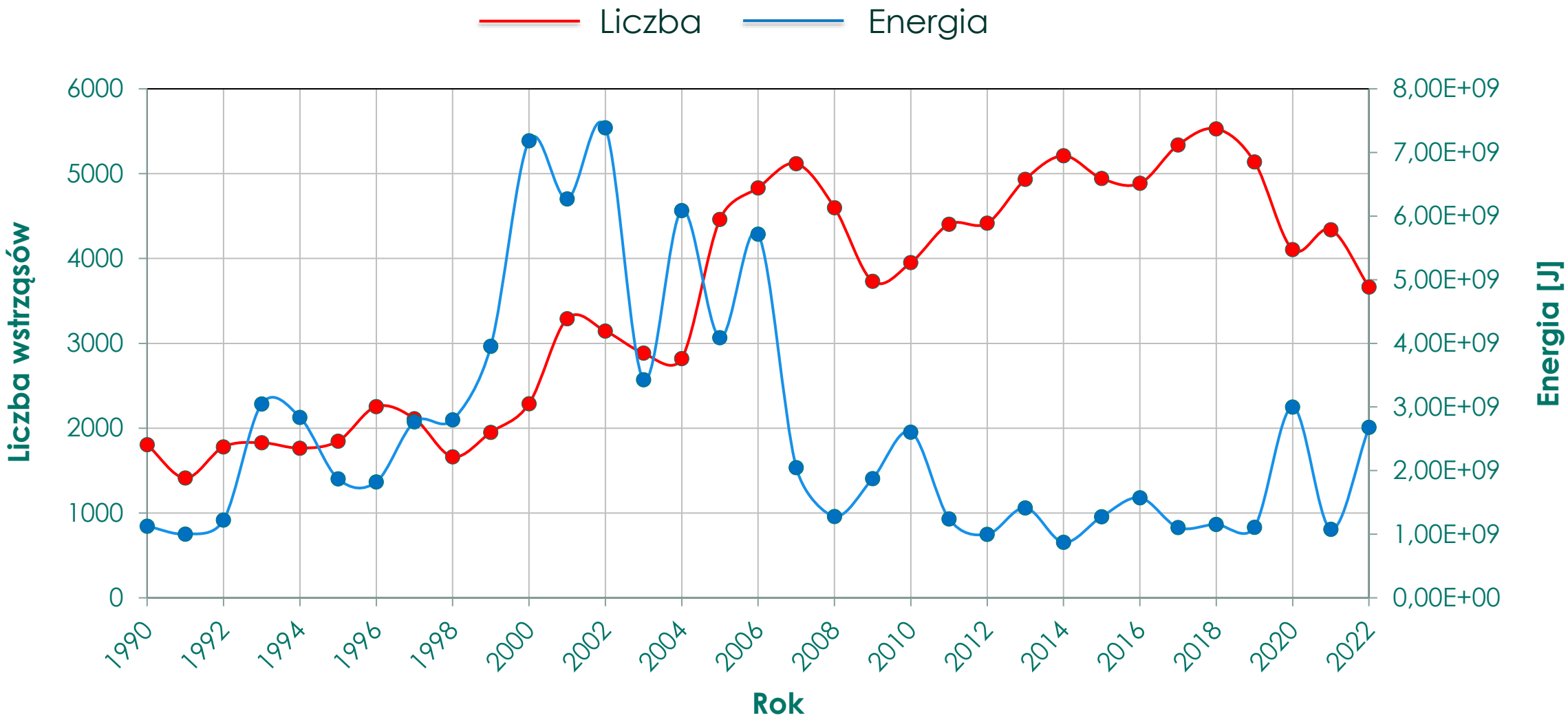
SIMS

Sustainable Intelligent Mining Systems

- Okres realizacji: maj 2017 r. – kwiecień 2020 r.
- Całkowity budżet: 16 mln EUR



Aktywność sejsmiczna w kopalniach KGHM



Efektywność prowokacji robót strzałowych

$$T_{R-N} = \frac{\sum i_t}{\sum i_s} \times 100\ \%$$

$$T_{R-E} = \frac{\sum E_t}{\sum E_s} \times 100\ \%$$

gdzie:

$\sum i_t$ – całkowita liczba wstrząsów sprowokowanych w czasie wyczekiwania po robotach strzałowych,

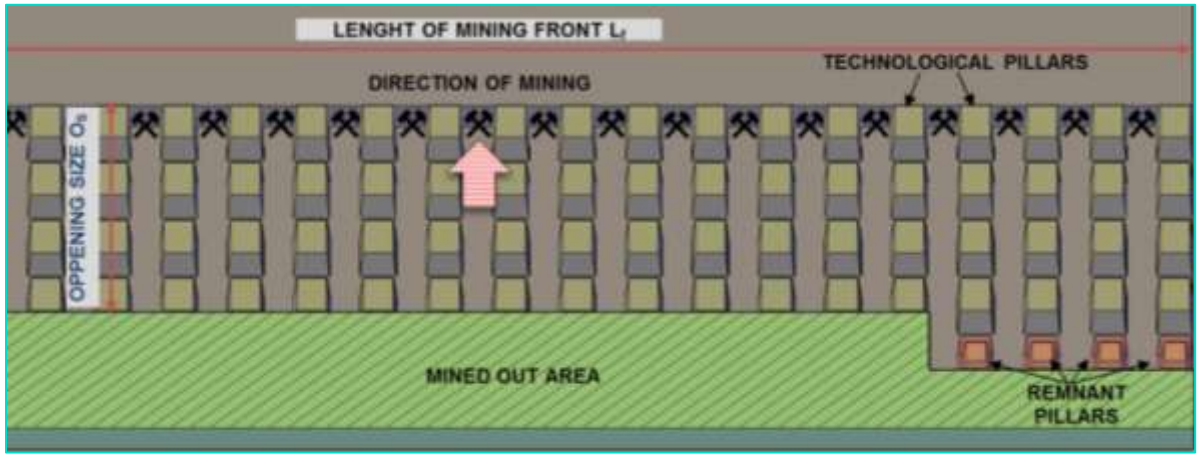
$\sum i_s$ – całkowita liczba wstrząsów,

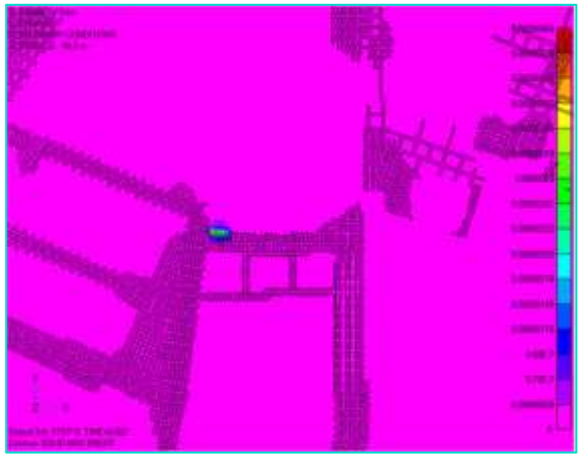
$\sum E_t$ – całkowita energia wstrząsów sprowokowanych w czasie wyczekiwania po robotach strzałowych,

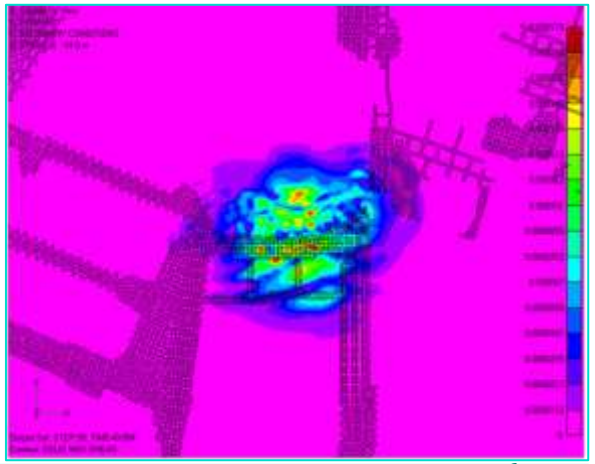
$\sum E_s$ – całkowita energia wstrząsów.

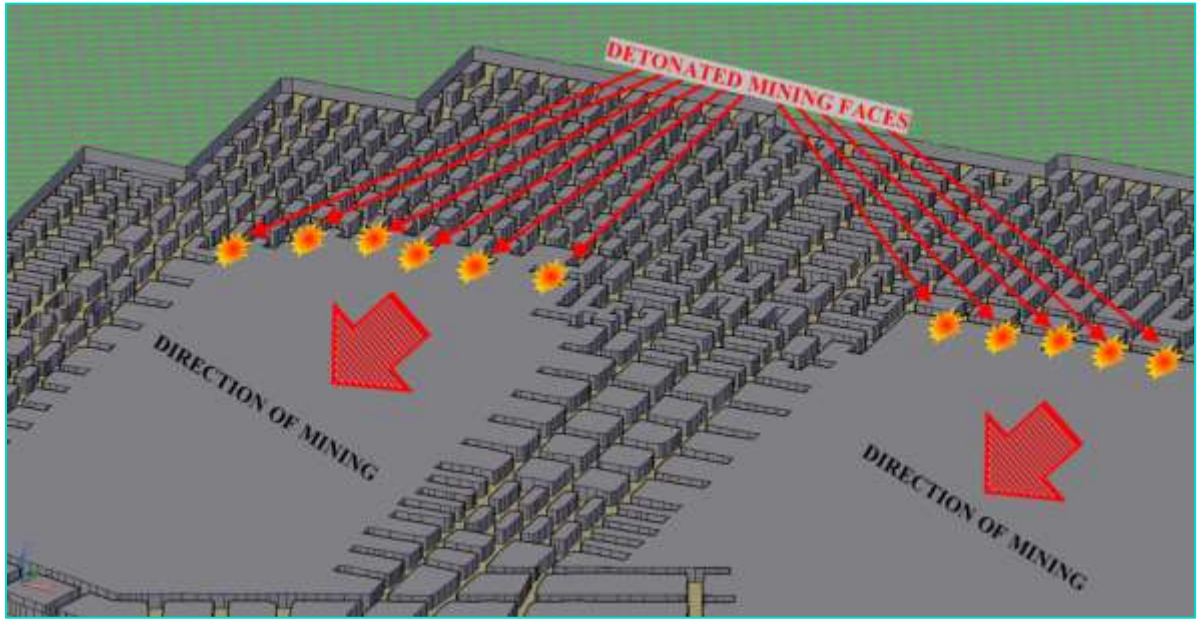


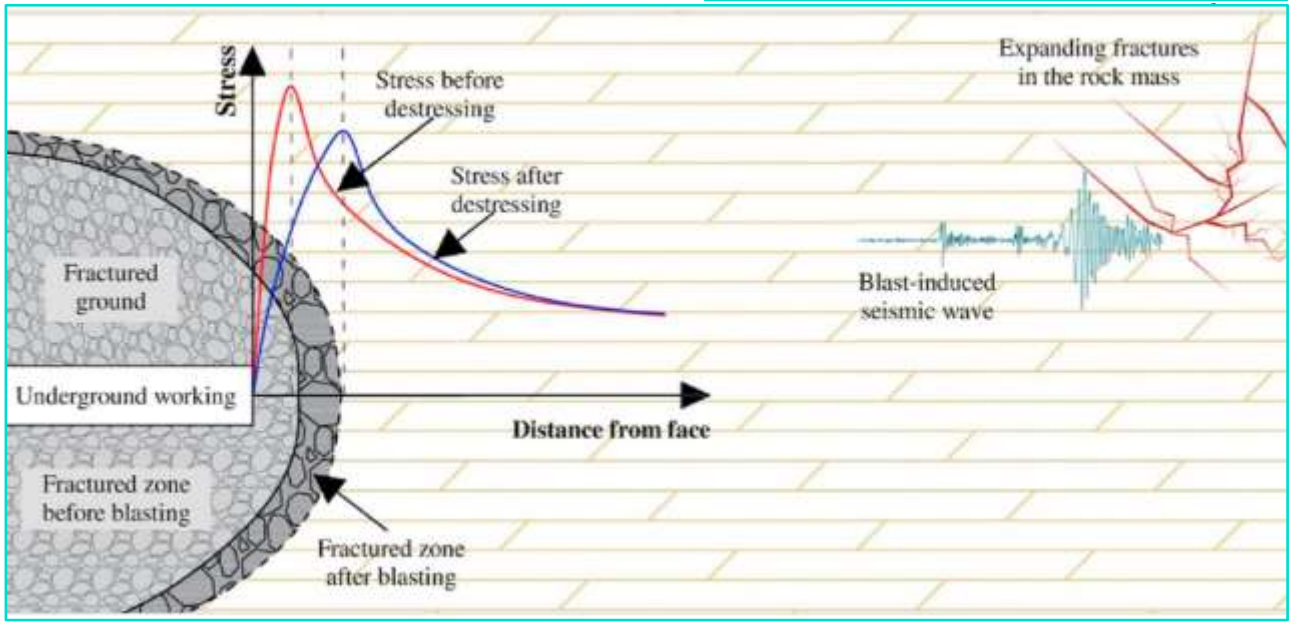
Efektywność prowokacji robót strzałowych







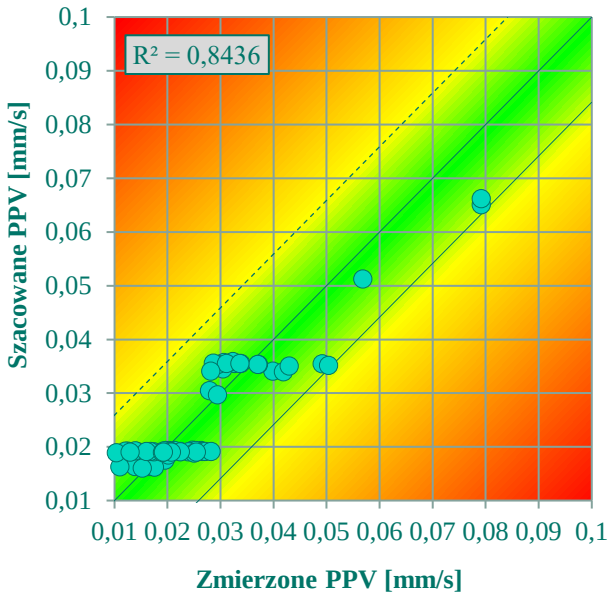


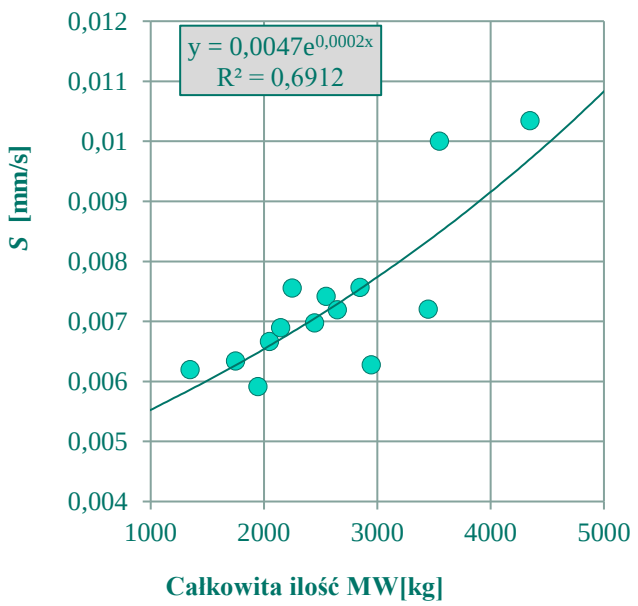


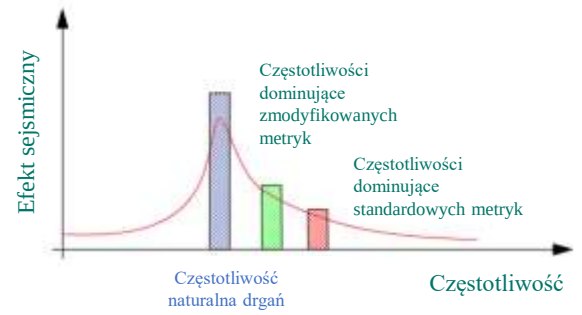
Efektywność prowokacji robót strzałowych

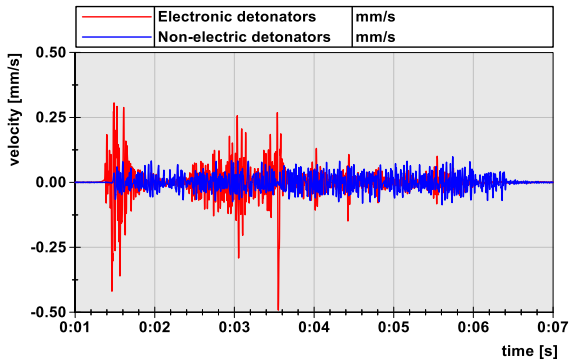
$$E_{SA}=\frac{PPV_{max}}{PPV_{R0}+S}=\frac{PPV_{max}}{K\times(R_0)^{\beta}+S} \qquad E_t=\left(\frac{t_{rec}}{t_{max}}\right)^{\theta} \qquad E_f=\left(\frac{1}{\sqrt{(f_n-f_d)^2+1}}\right)^{\vartheta}+1$$

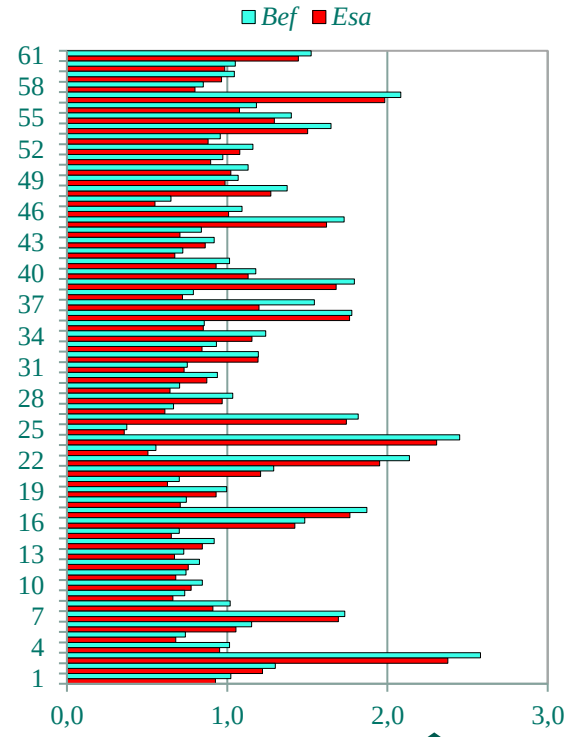
$$B_{E_f}=E_{SA}\times E_t\times E_f$$











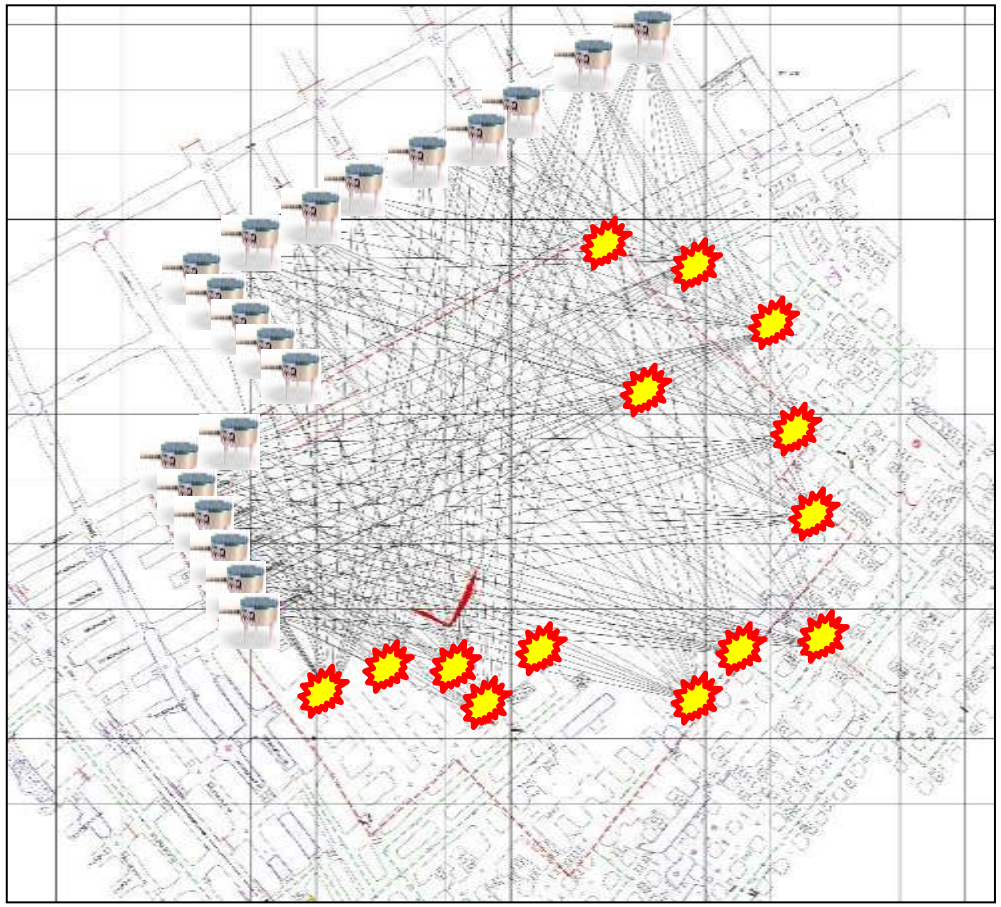
PPV po detonacji pojedynczego przodka

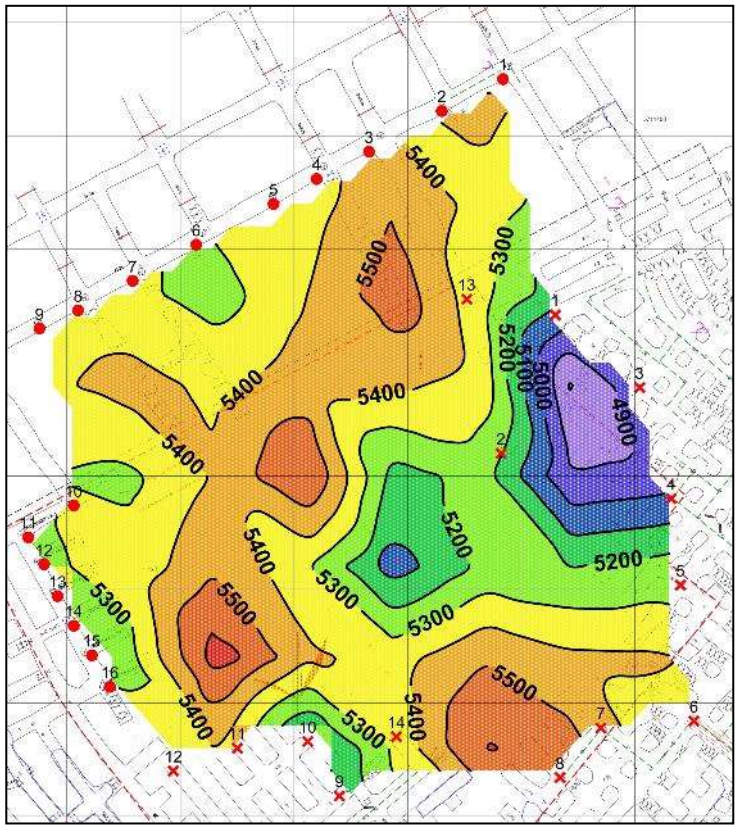
Wzmocnienie fali w zależności od ilości stosowanego MW

Analiza czasowo-częstotliwościowa drgań po robotach strzałowych

Ocena skuteczności strzelań odprężających

Tomografia sejsmiczna







Sejsmometry



Akcelerometry

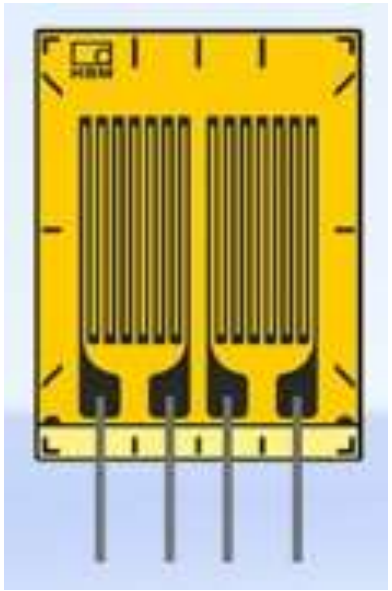


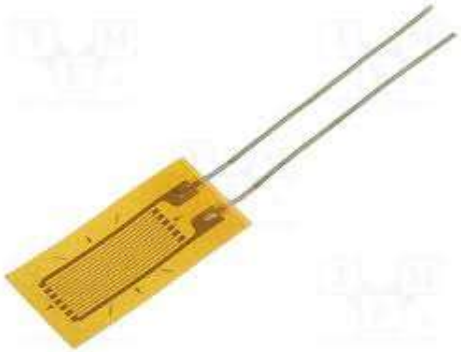
Geofony

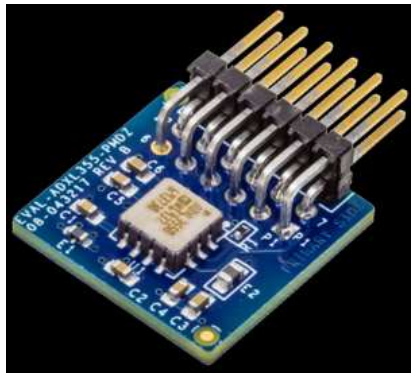
Wybór instrumentów pomiarowych

Tensometry
• HBM • TENMEX

Akcelerometry
• PCB • Analog devices • MMF • Hansford





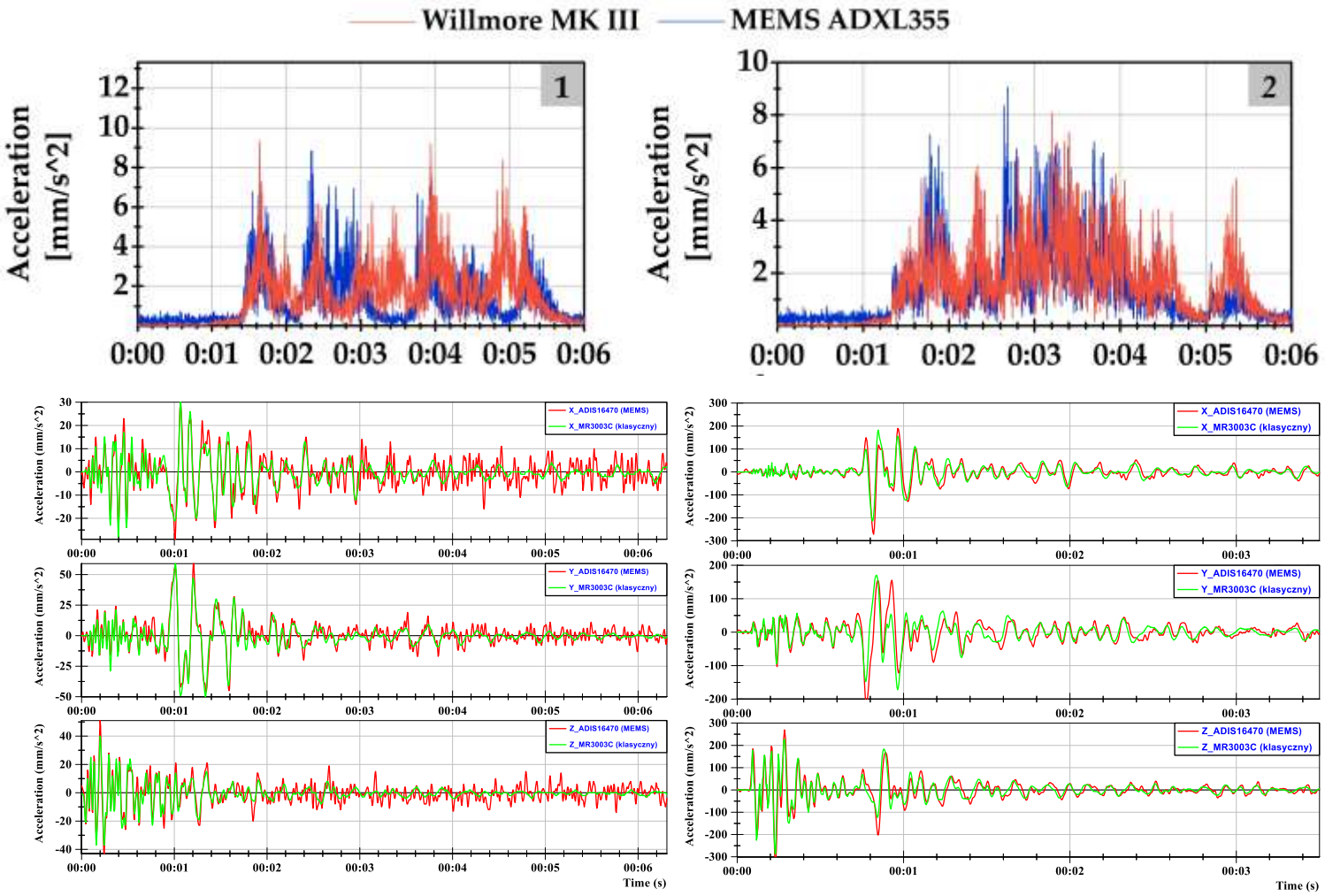


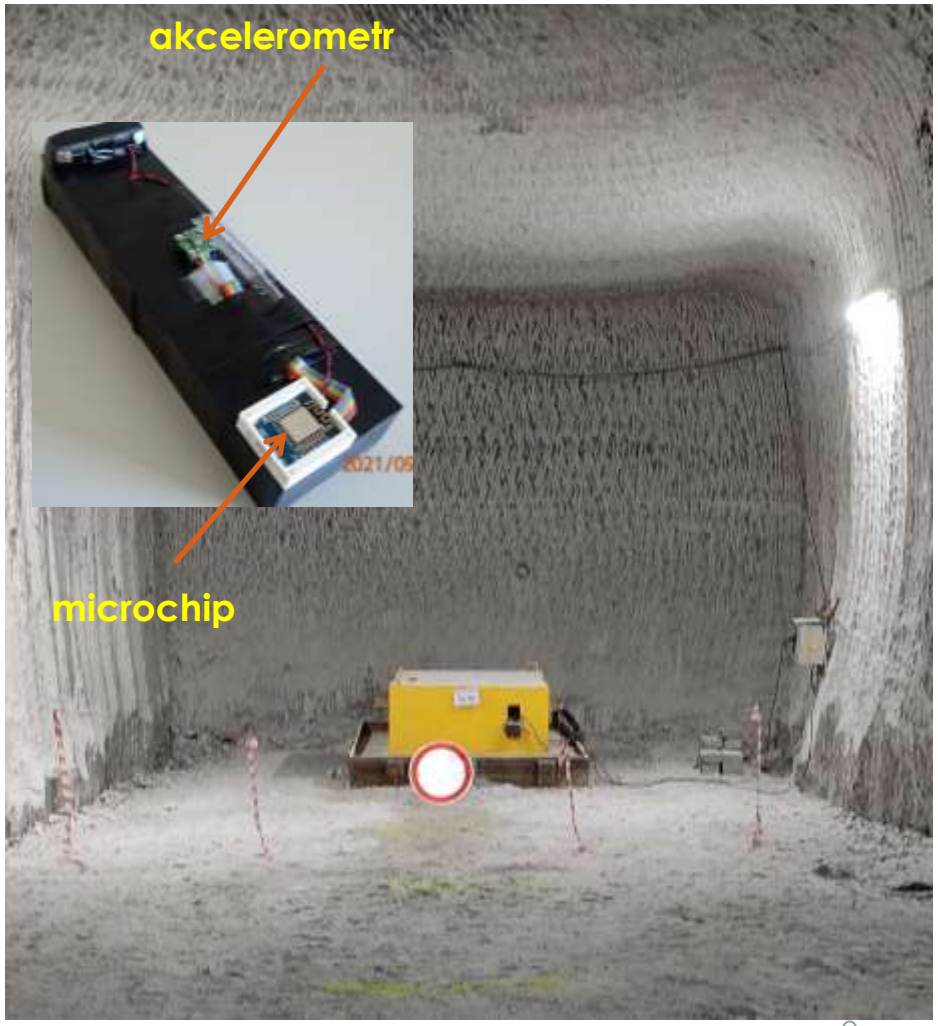






Testy akcelerometrów





Zabudowa systemu pod ziemią



Akcelerometry na kotwach w ociosach

Kotwy oprzyrządowane w stropie

Zasilanie (rozdzielnia)

System ciągłego pomiaru zagrożenia tąpaniowego i oceny efektywności strzelań odprężających



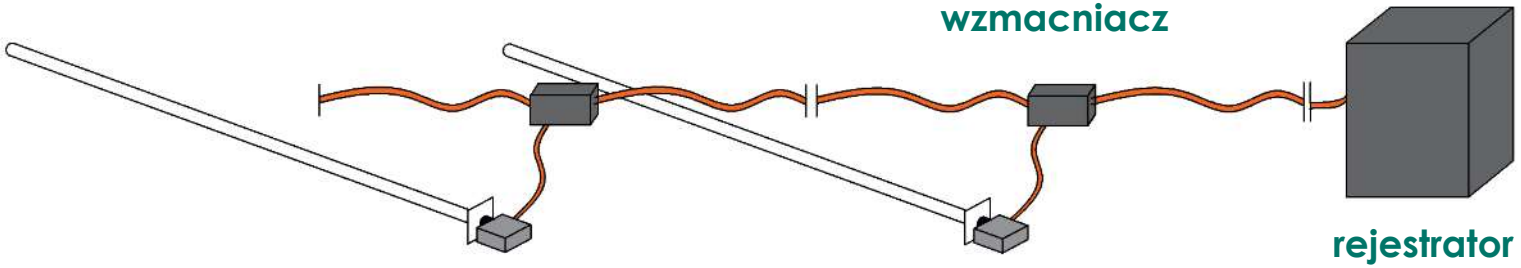



NEXGEN - AKCELEROMETR
typ: NGS-ACC
nr: 0012 rok: 2022
Y
X
Z
elfin

Elementy systemu pomiarowego

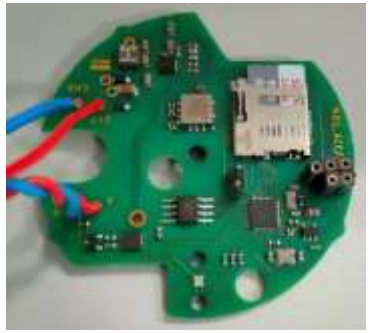


wzmacniacz



akcelerometr

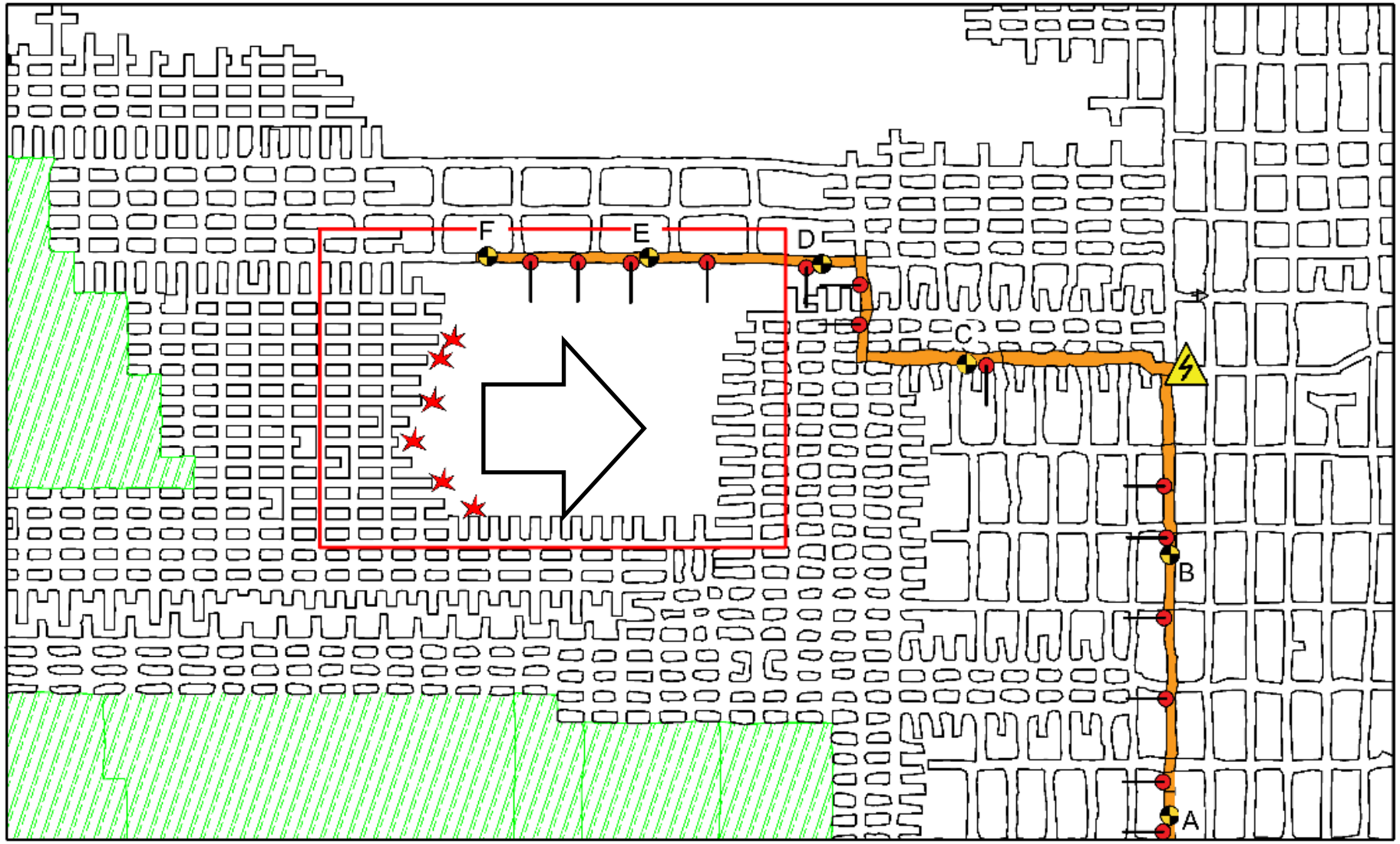
rejestrator



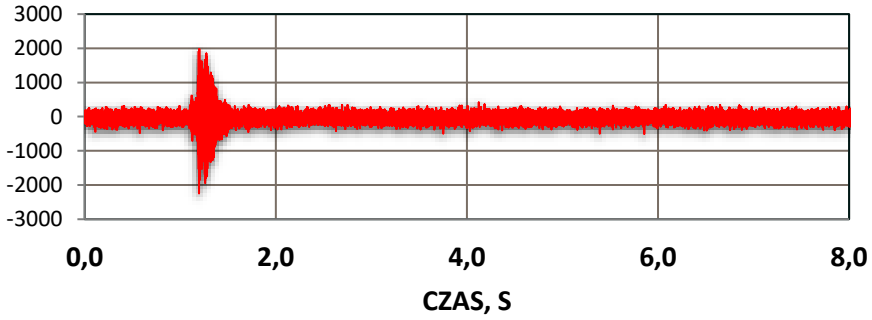



OK
stop
zapisz (2sek)
raport (2sek)
12:32
[°C]
+ 32.5
ZOOM
Miernik klimatu
ESC
OK
zero (2sek)
menu (2sek)
stop
zapisz (2sek)
raport (2sek)
12:31
[%]
90.0
ZOOM
Miernik klimatu
ESC
OK
zero (2sek)
menu (2sek)
stop
zapisz (2sek)
raport (2sek)
12:31
[%]
1222.6
ZOOM
Miernik klimatu

Rejon prowadzenia robót strzałowych



Otwór wzorcowy

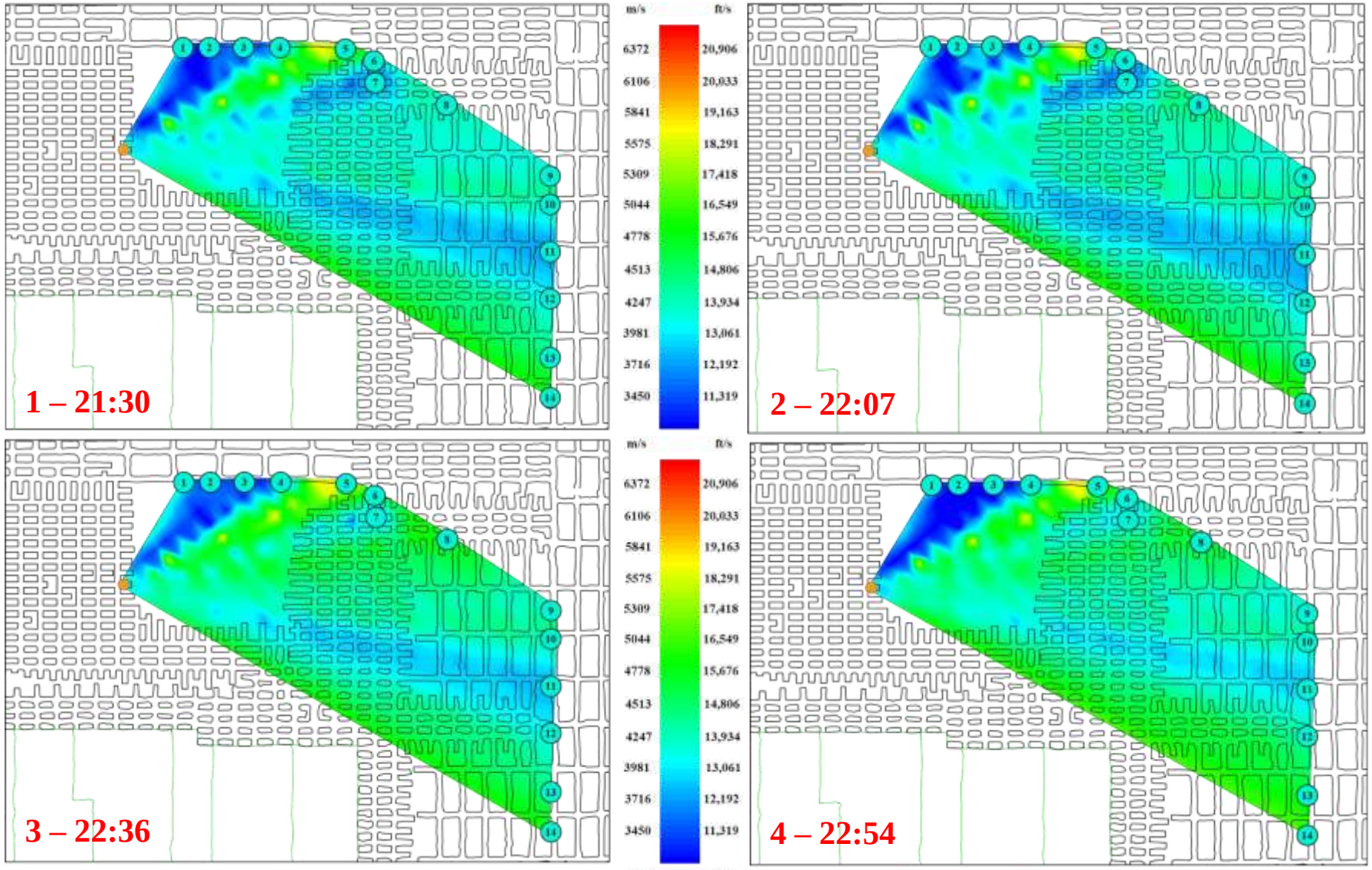








Weryfikacja wiarygodności wyników



Różnice w średnich prędkościach fali sejsmicznej na poszczególnych czujnikach:

1-1,37%

2-5,49%

3-0,88%

4-1,24%

5-0,55%

6-4,16%

7-5,49%

8-0,46%

9-0,99%

10-0,34%

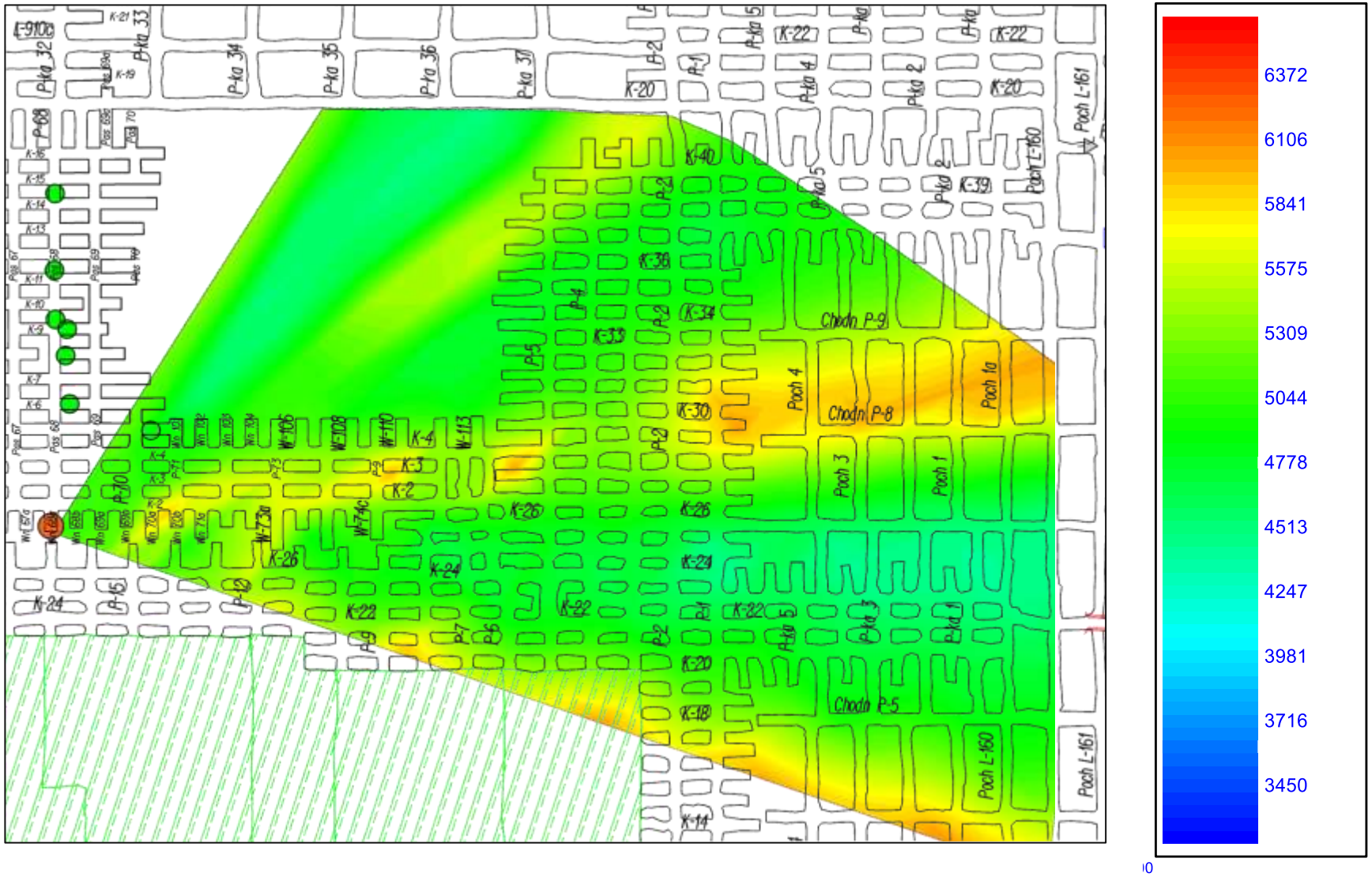
11-0,55%

12-0,55%

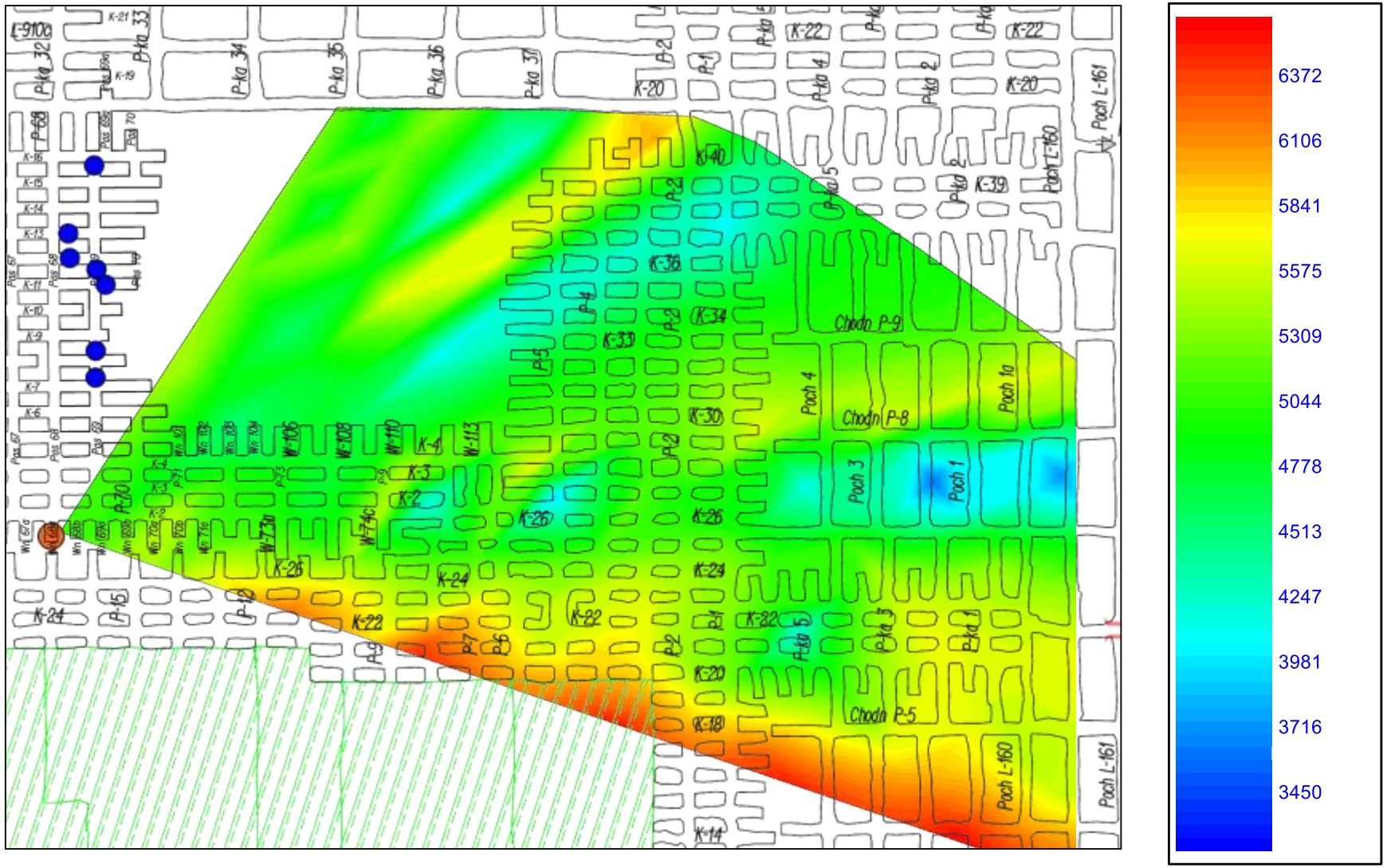
13-0,51%

14-1,62%

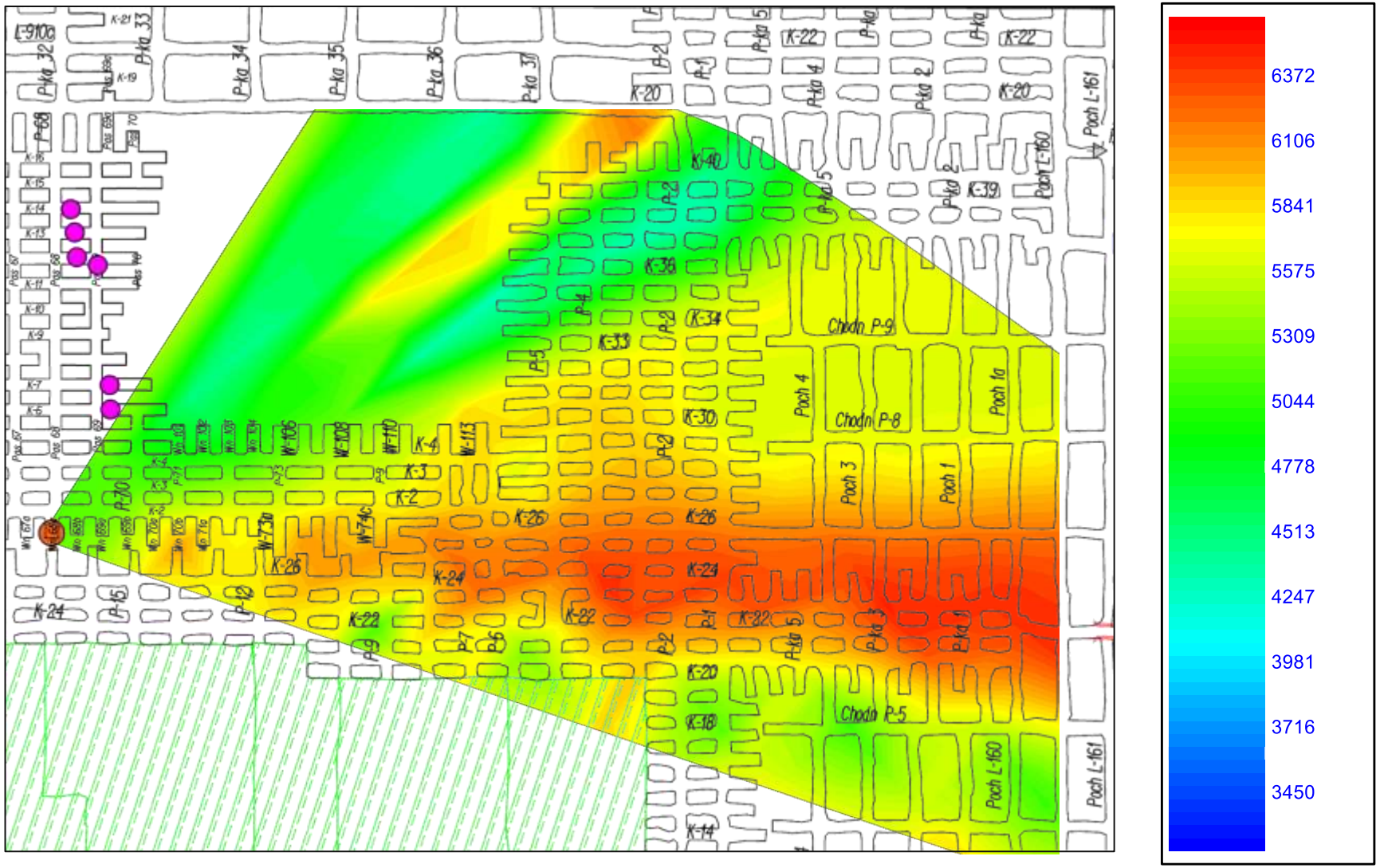
29.03.2023– przed grupą 6 przodków



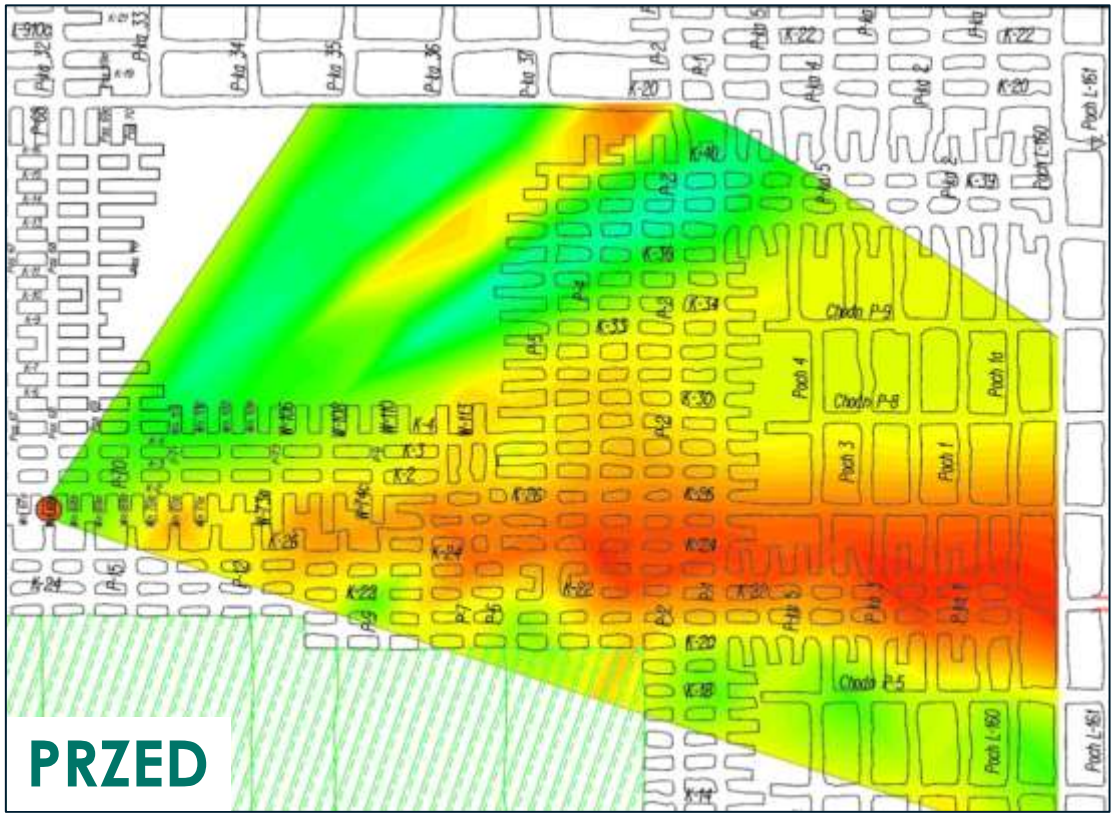
12.04.2023 – przed grupą 7 przodków

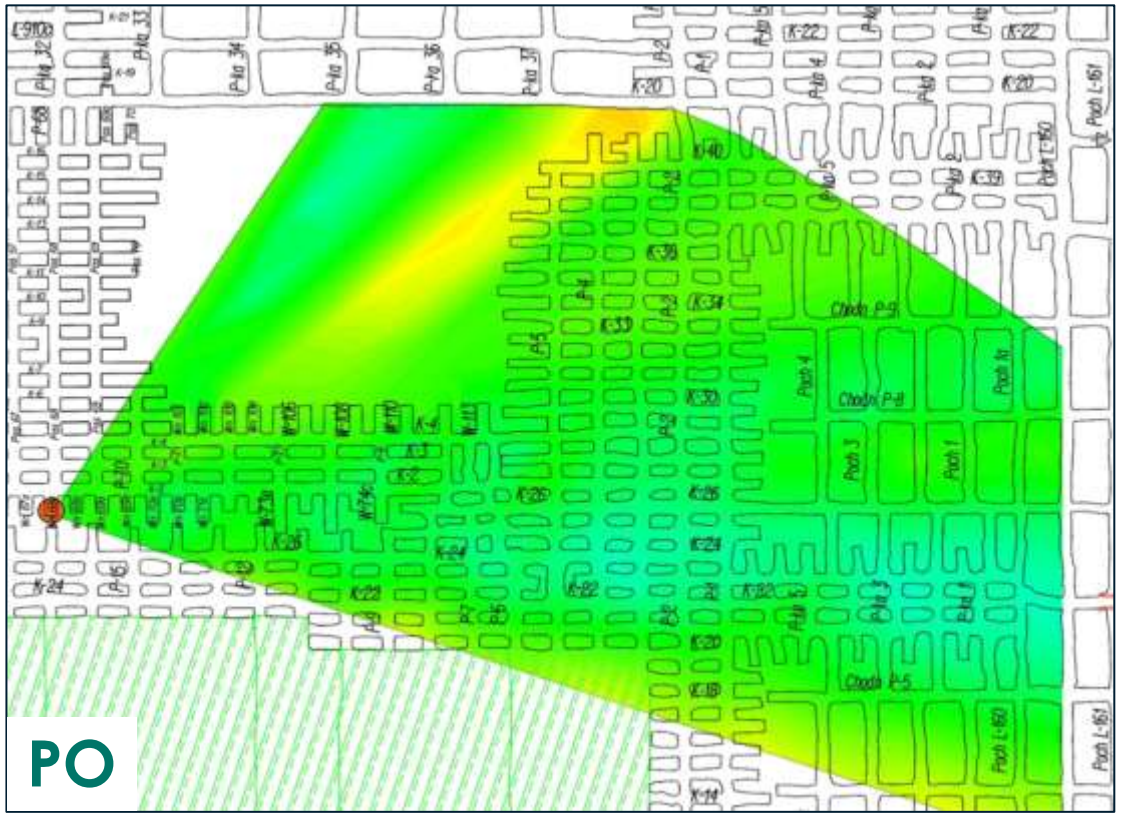


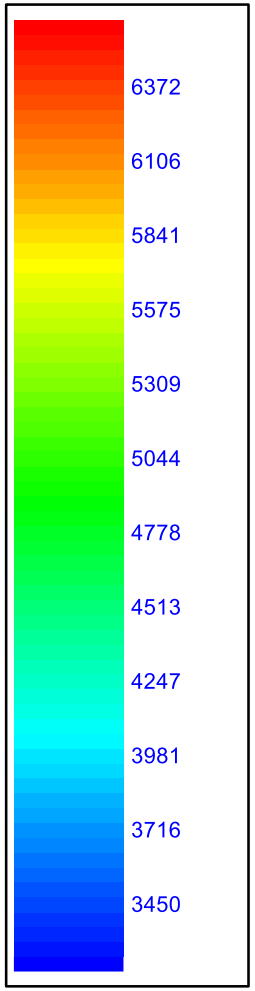
14.04.2023 – przed grupią 6 przodków



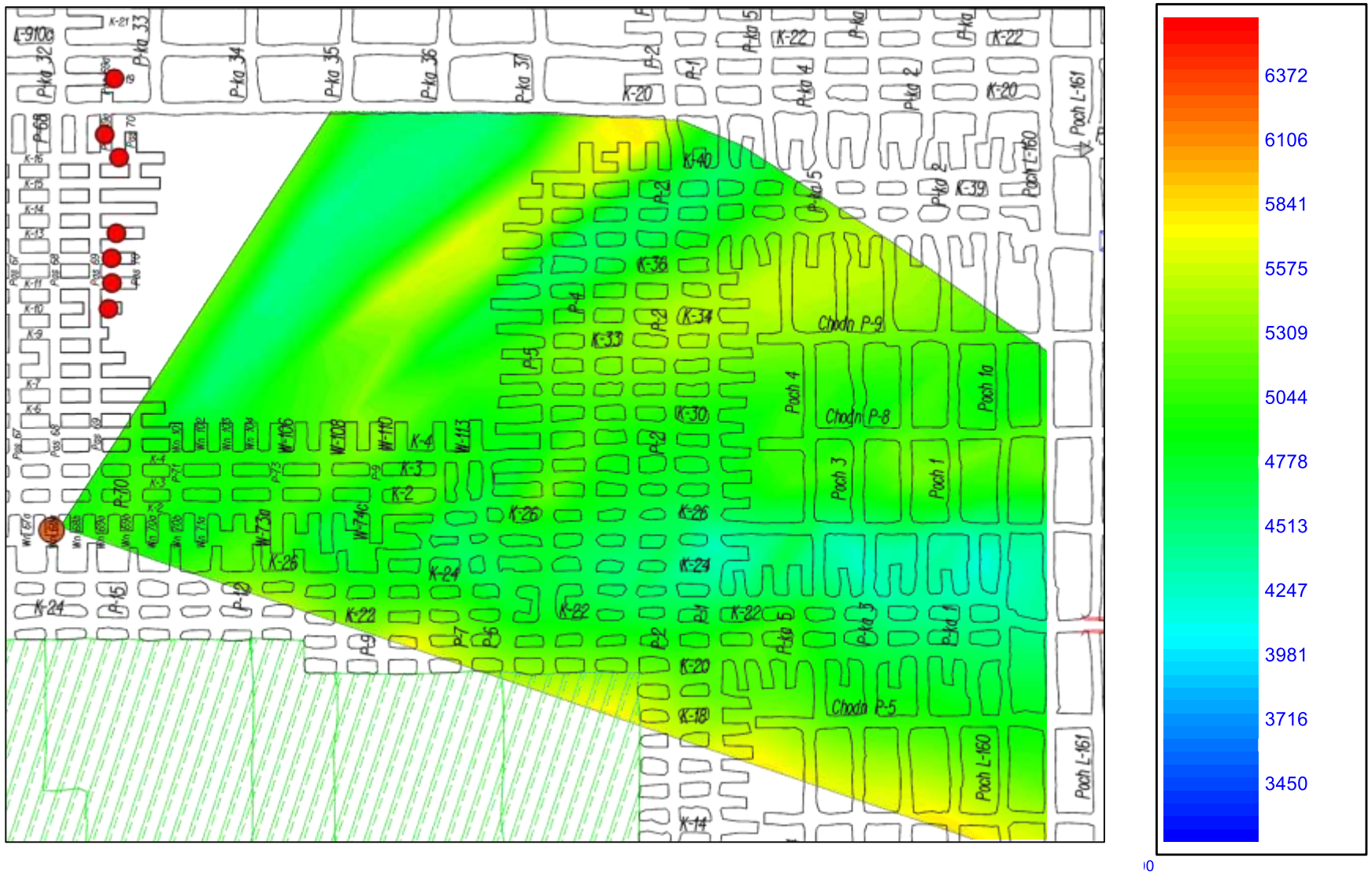
Prędkości fali sejsmicznej przed i po robotach strzałowych



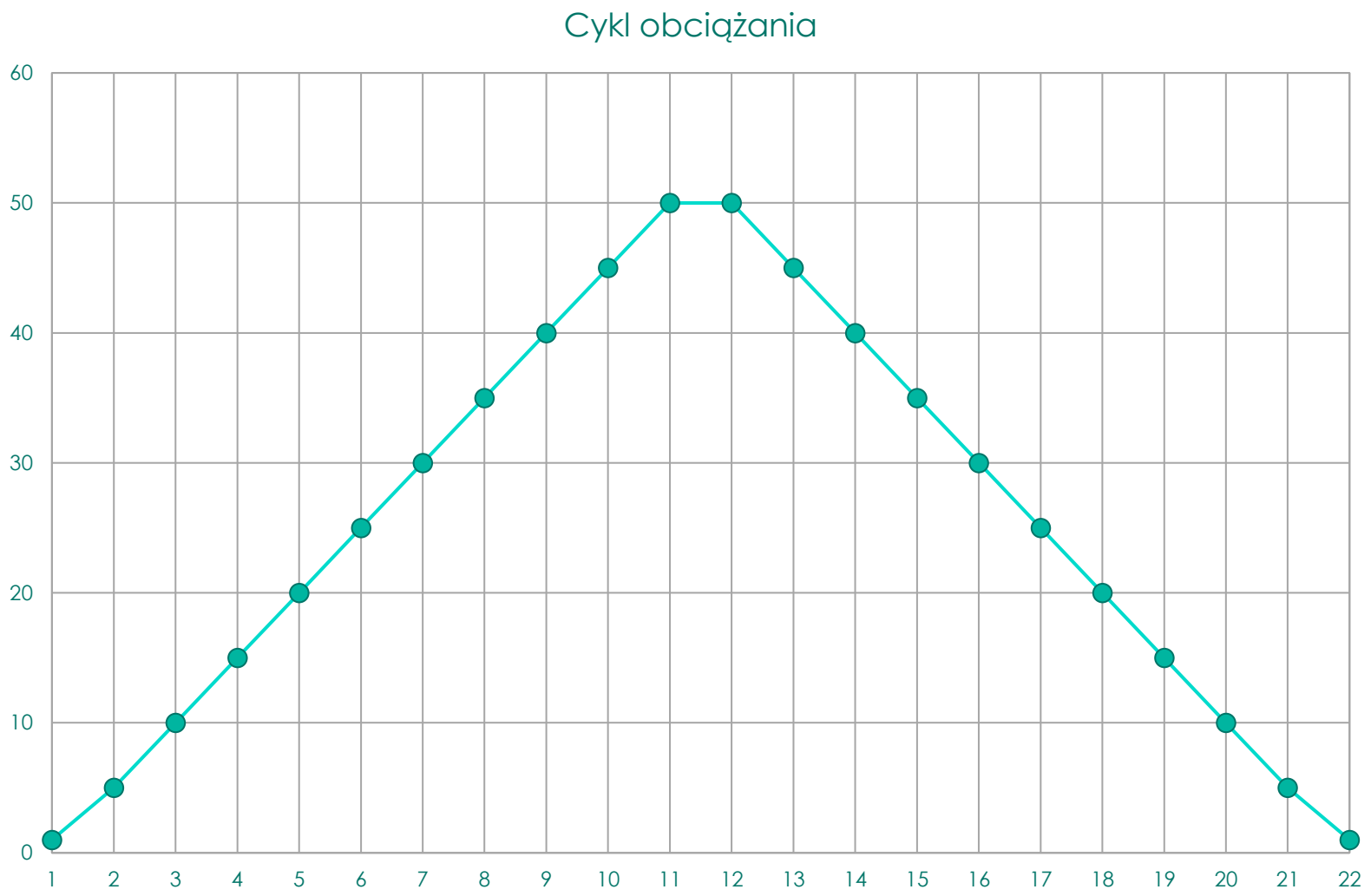




21.04.2023 – przed grupą 7 przodków

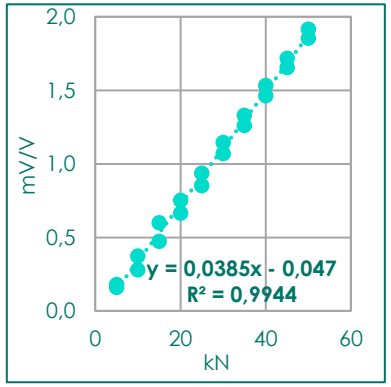
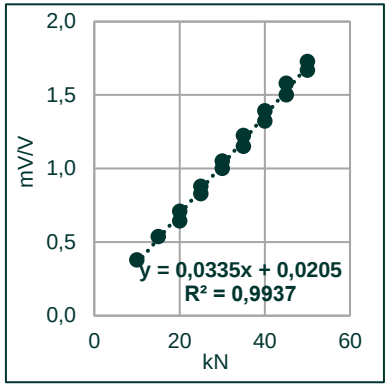
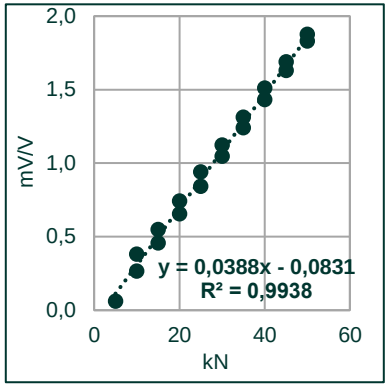
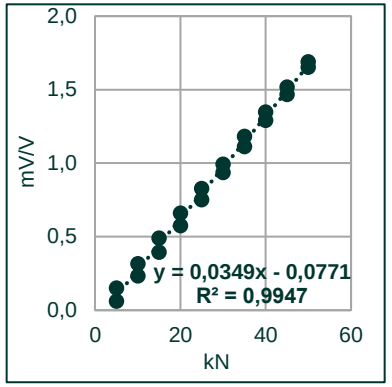
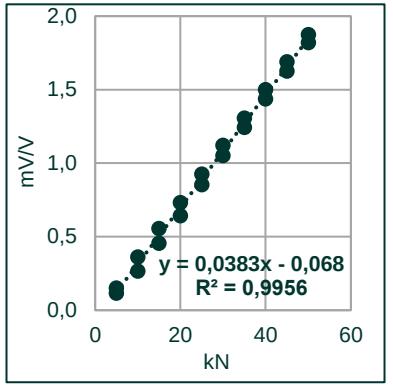
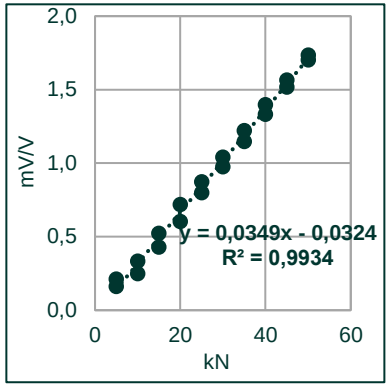
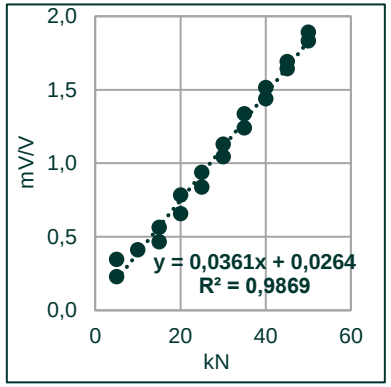
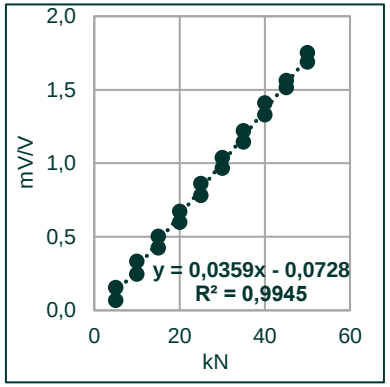
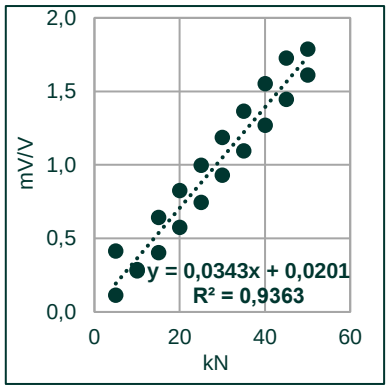
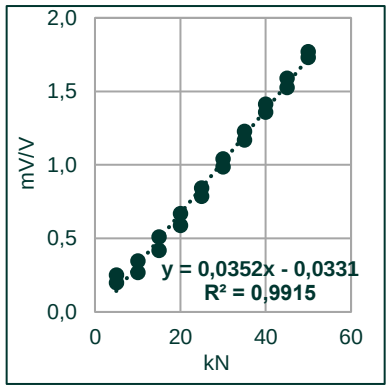
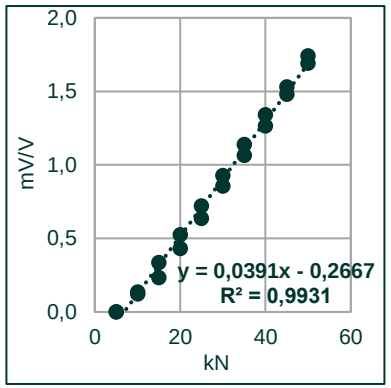
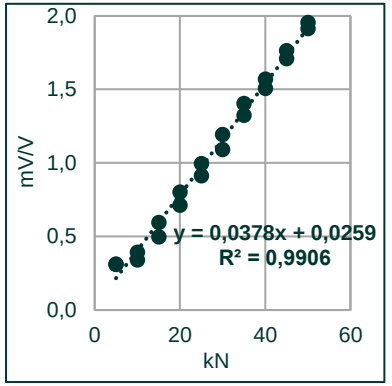
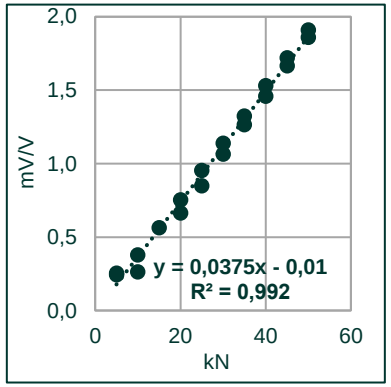
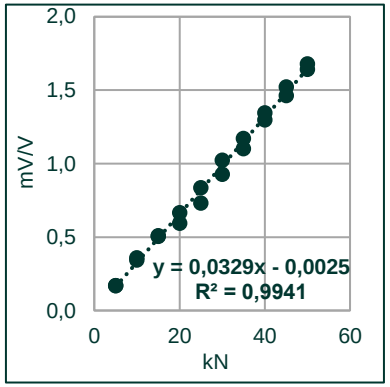
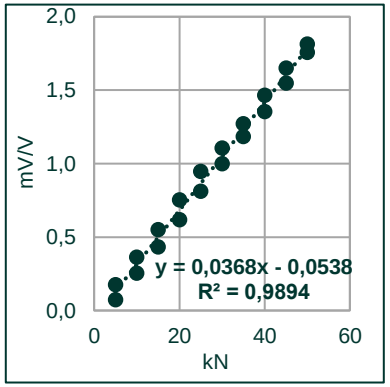
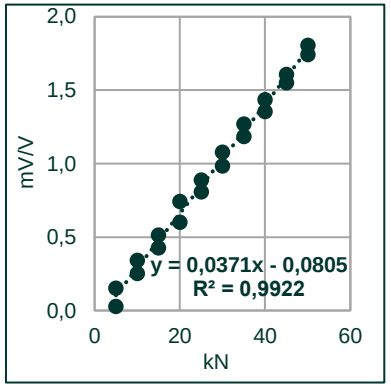
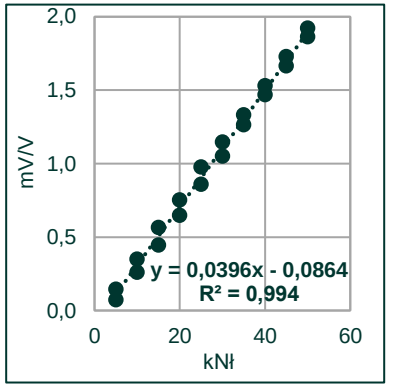
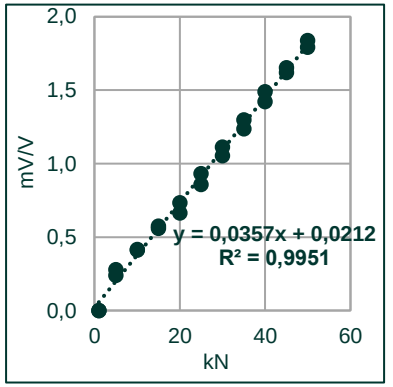


Kalibracja kotew pomiarowych





Kalibracja kotew – cykl obciążanie-odciążanie

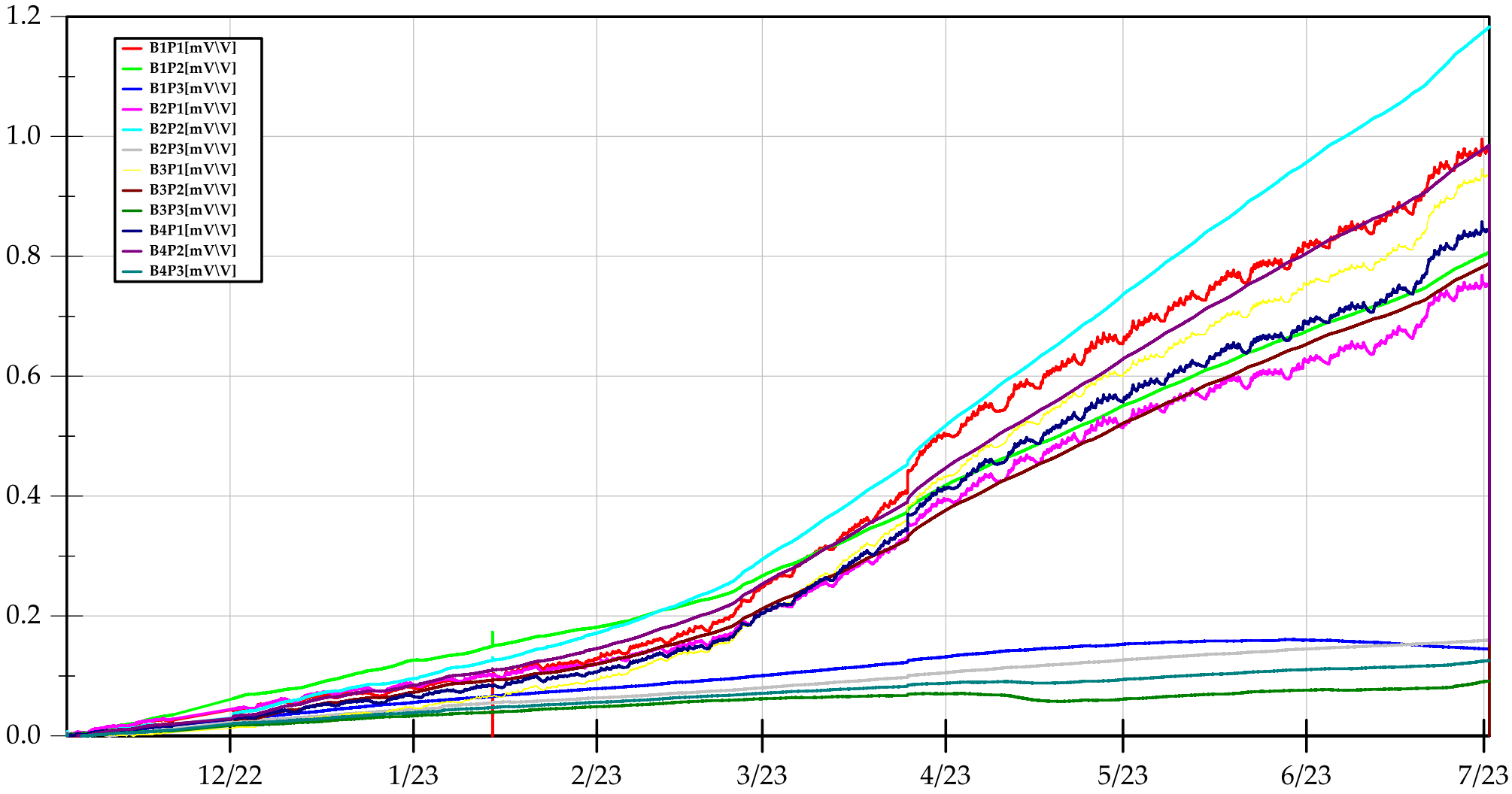
	Kotwa A	Kotwa B	Kotwa C	Kotwa D	Kotwa E	Kotwa F
Poziom 1						
Poziom 2						
Poziom 3						

Zabudowa kotew pod ziemią

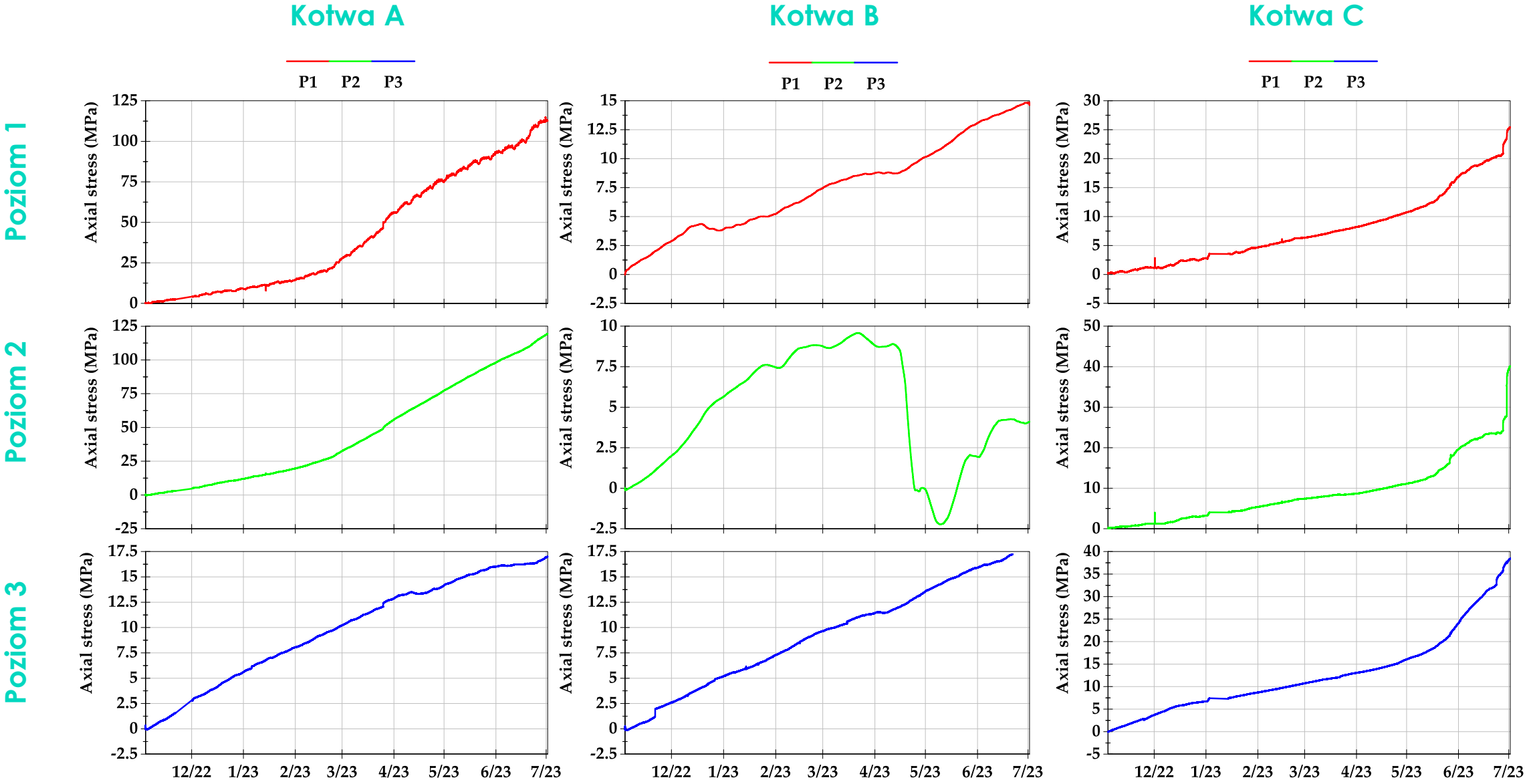




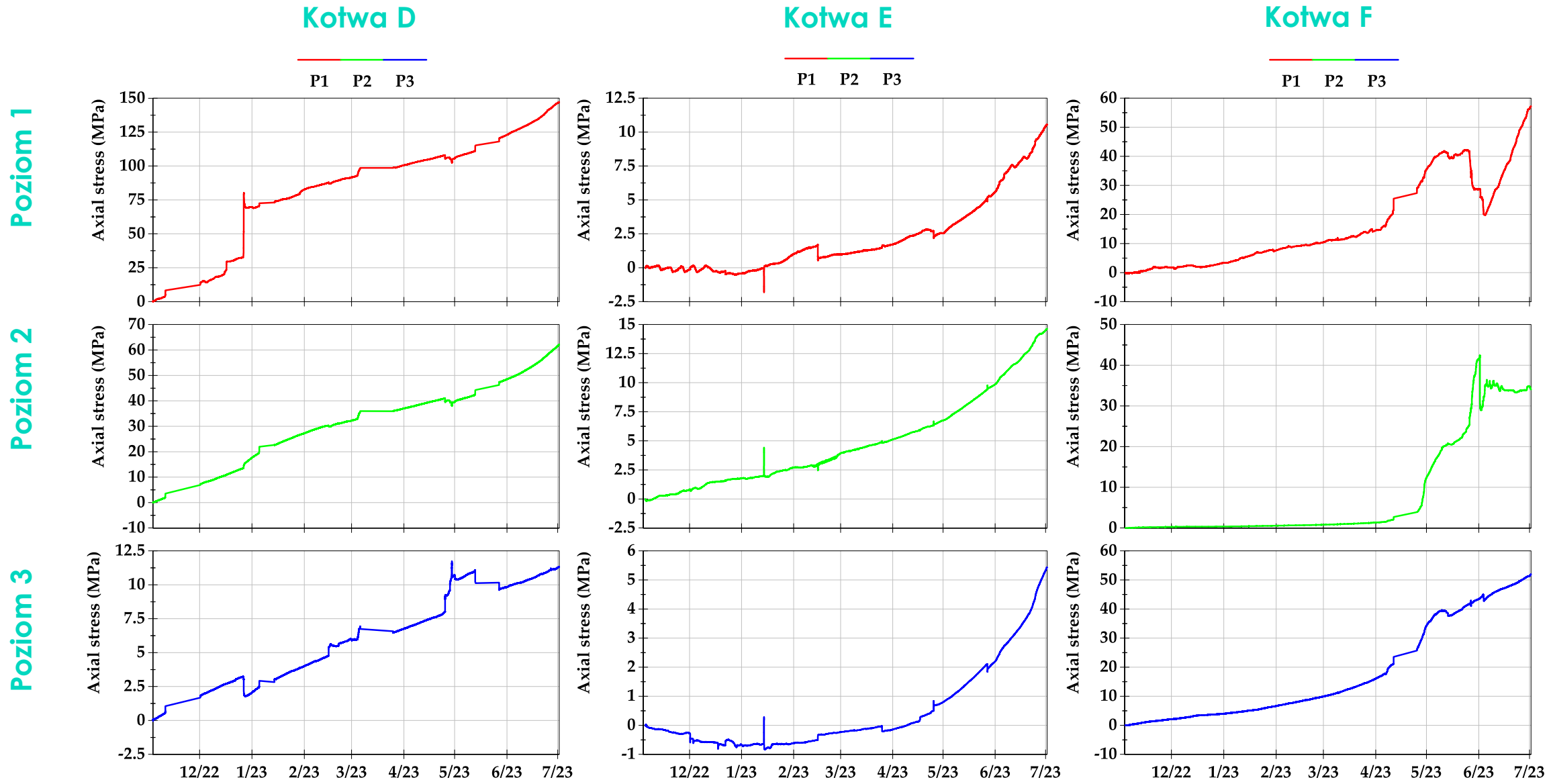
Zarejestrowane wartości zmian napięcia



Zarejestrowane wartości naprężeń osiowych



Prędkości fali sejsmicznej przed i po robotach strzałowych



Zalety systemu monitoringu

- Zadowalająca jakość danych
- Wiarygodność wyników
- Obiecujące wyniki
- Prosta obsługa
- Tanie rozwiązanie
- Elastyczność i solidność
- Bezprzewodowe połączenie z rejestratorami
- Wskaźniki LED

NEXGEN SIMS

This project has received funding from the European Union's Horizon 2020 research and innovation programme under grant agreement No 101003591

Wyznaczanie względnych współczynników amplifikacji dla wartości szczytowych przyspieszenia drgań gruntu w oparciu o relację tłumienia dla wybranego rejonu GZW.

Michał Gierlotka
PGG S.A. Oddział KWK „Sośnica”

Krzysztof Misz
PGG S.A. Oddział KWK „Mysłowice-Wesoła”

Adam Rozmus
PGG S.A. Oddział KWK „Mysłowice-Wesoła”

STRESZCZENIE: Na obszarze górniczym KWK Mysłowice-Wesoła od maja 2007 roku prowadzona jest ciągła rejestracja drgań gruntu pochodzących od wstrząsów indukowanych działalnością górniczą za pomocą trójskładowych stanowisk sejsmometrycznych. W oparciu o zbiór danych sejsmometrycznych uzyskanych z rejestracji wysokoenergetycznych wstrząsów górotworu podjęto próbę wyznaczenia parametrów relacji tłumienia drgań sejsmicznych z uwzględnieniem amplifikacji tych drgań przez przypowierzchniowe warstwy geologiczne. Amplifikacja to efekt zwiększania wartości amplitud drgań sejsmicznych rejestrowanych na powierzchni terenu, zależny od parametrów warstw przypowierzchniowych, takich jak gęstość, miąższość, prędkość propagacji i typ fal sejsmicznych. Do estymacji współczynnika amplifikacji wykorzystano analizę regresji wielokrotnej oraz model relacji tłumienia Joyner’a-Boore’a.

SŁOWA KLUCZOWE: sejsmiczność indukowana, drgania gruntu, współczynnik amplifikacji

1. WSTĘP

Prowadzonej eksploatacji węgla kamiennego często towarzyszą wstrząsy górotworu wywołujące odczuwalne na powierzchni terenu drgania, które mogą powodować uszkodzenia obiektów budowlanych. Są także przyczyną dyskomfortu mieszkańców terenów narażonych na ich oddziaływanie. Kopalniane stacje geofizyki górniczej prowadzą monitoring sejsmiczny za pomocą specjalistycznej aparatury rejestrującej przyspieszenia i prędkości drgań gruntu [5, 10]. Z uwagi na ograniczenia ekonomiczne i techniczne nie jest możliwa ciągła rejestracja drgań gruntu we wszystkich obiektach objętych dynamicznymi wpływami wstrząsów. Realizowany w odpowiednio długim czasie monitoring jest podstawą do opracowania empirycznych zależności, określanych jako relacje tłumienia, na podstawie których wykonywana jest ocena wpływu drgań sejsmicznych na budynki lub prognoza ich oddziaływania na środowisko powierzchniowe. Relacja tłumienia jest zależnością wiążącą wybrany parametr drgań gruntu, którym jest szczytowa amplituda prędkości lub przyspieszenia drgań z czynnikami wpływającymi na jego wielkość, takimi jak energia sejsmiczna, odległość od ogniska czy lokalne warunki geologiczne. W literaturze można znaleźć wiele przykładów zastosowań różnych

postaci relacji tłumienia wraz z ich modyfikacjami warunkowanymi lokalną sejsmicznością – na przykład [1, 2, 3, 6, 8, 9].
Zróżnicowanie w budowie geologicznej warstw przypowierzchniowych jest ważnym czynnikiem mającym wpływ na wielkość zarejestrowanych na powierzchni drgań z uwagi na wzrost ich amplitud w stosunku do twardego podłoża, określany jako amplifikacja drgań. Wartość współczynnika amplifikacji wzrasta wraz ze spadkiem prędkości fal sejsmicznych [7]. Występowanie skał słabo związanych lub spękanych także wpływa na wzrost amplitudy drgań.
Do analizy wykorzystano powszechnie stosowany, niezależnie od wielkości źródła, zarówno w odniesieniu do trzęsień ziemi jak i wstrząsów indukowanych działalnością górniczą, model relacji tłumienia Joyner'a-Boore'a [7]. Estymację parametrów relacji tłumienia przeprowadzono metodą regresji wielokrotnej [4,11]. Do obliczeń wykorzystano zarejestrowane parametry drgań gruntu z okresu od maja 2007 roku do grudnia 2023 roku na 9 stanowiskach powierzchniowych, zlokalizowanych na obszarze górniczym KWK Mysłowice-Wesoła.

2. CHARAKTERYSTYKA BADANEGO OBSZARU ORAZ ZAREJESTROWANA SEJSMICZNOŚĆ

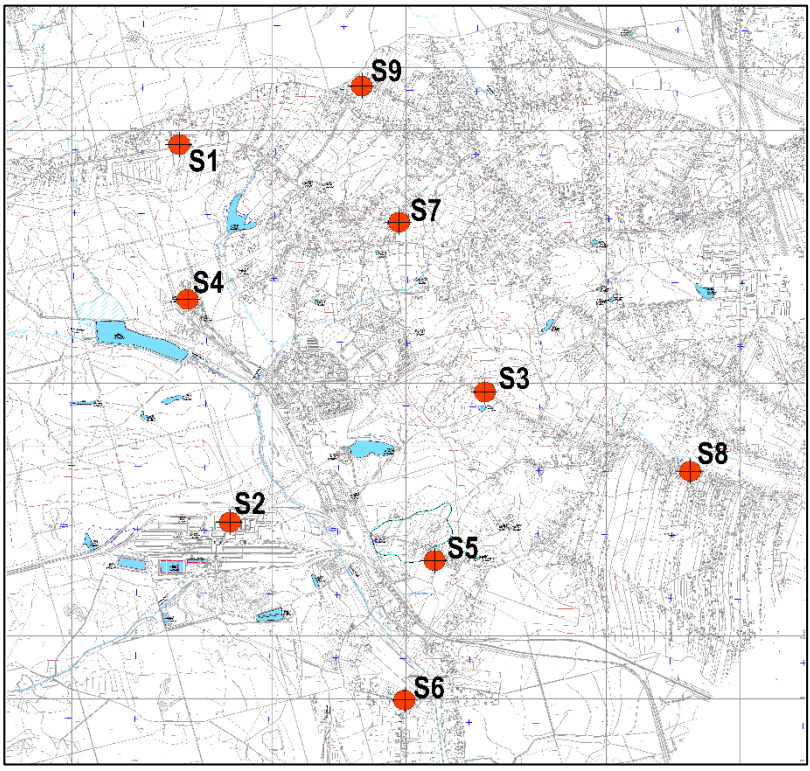
Obszar, z którego pochodziły analizowane dane sejsmometryczne znajduje się w obrębie północnego skrzydła niecki głównej Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Jego budowę geologiczną stanowią warstwy karbońskie przykryte nadkładem utworów czwartorzędowych, a w południowej części także neogenu oraz triasu. Utwory czwartorzędowe pokrywają prawie cały obszar badań, osiągając miąższość do 58 metrów. Utwory neogenu reprezentowane są przez formację mioceńską, a ich grubość zmienia się w przedziale od 7 do 216 metrów. Trias występuje jedynie w południowej części złoża. Miąższość utworów triasowych zmienia się od 3 do 125 metrów. Utwory karbonu reprezentowane są przez warstwy łaziskie, orzeskie, rudzkie, siodłowe oraz porębskie.
Pomiary parametrów drgań gruntu indukowanych działalnością górniczą prowadzone były za pomocą 9 trójskładowych stanowisk sejsmometrycznych. W tabeli 1 przedstawiono lokalizację stanowisk powierzchniowych oraz liczbę zarejestrowanych wstrząsów, zaś na rysunku 1 przedstawiono rozmieszczenie stanowisk aparatury pomiarowej.

Tabela 1. Podstawowe informacje o stanowiskach sieci sejsmometrycznej
Table 1. Basic information on seismic stations

Nazwa	Lokalizacja	Współrzędne w układzie Sucha Góra		Liczba zarejestrowanych wstrząsów
		X	Y	
Stanowisko 1	ul. 3-go Maja 72d	22611	-15298	414
Stanowisko 2	ul. Kopalniana - Cechownia	25601	-15678	260
Stanowisko 3	ul. Orła Białego 27	24570	-17585	360
Stanowisko 4	ul. Spacerowa - Szyb Wacław	23837	-15360	296
Stanowisko 5	ul. Plebiscytowa 77a	25904	-17209	144
Stanowisko 6	ul. Kasprowicza 10	27009	-16983	69

Stanowisko 7	ul. Morgowska 2e	23225	-16943	209
Stanowisko 8	ul. PCK 92	25197	-19121	68
Stanowisko 9	ul. Równoległa 17	22147	-16663	85

W okresie od maja 2007 roku do grudnia 2023 roku na stanowiskach powierzchniowych zarejestrowano łącznie 1905 trójskładowych sejsmogramów przyspieszeń i prędkości drgań gruntu wywołanych 753 wstrząsami o energiach sejsmicznych wynoszących od $1x10^5$ J do 3×10^8 J. Wstrząsy te wystąpiły w zróżnicowanych odległościach od stanowisk pomiarowych, zawierających się w przedziale od 196 m do 5534 m. Zarejestrowane szczytowe amplitudy prędkości zawierały się w przedziale od 0,01 mm/s do 52 mm/s. Natomiast wartości szczytowe przyspieszeń drgań gruntu PGA_{10Hz}, w paśmie częstotliwości do 10Hz, zmieniały się od 0,29 mm/s^2 do 1165 mm/s^2.



Rys. 1. Rozmieszczenie stanowisk pomiarowych
Fig.1. Distribution of seismic stations

3. RELACJA TŁUMIENIA Z UWZGLĘDNIENIEM AMPLIFIKACJI DRGAŃ

Do analizy danych pomiarowych wykorzystano relację tłumienia, która określa zależność pomiędzy wybranym parametrem drgań takim jak szczytowa amplituda prędkości lub przyspieszenia drgań a czynnikami wpływającymi na ich wielkość: energią sejsmiczną, odległością hipocentralną i współczynnikiem amplifikacji drgań dla poszczególnych stanowisk pomiarowych. Do estymacji parametrów relacji tłumienia wykorzystano metodę analizy regresji wielokrotnej [4] oraz model Joyner'a-Boore'a [7]. W ogólnej postaci model ten wyrażony jest przez związek liniowy:

$$Y = \alpha_0 + \alpha_1 logE + \alpha_2 logR + \alpha_3 R + \delta_k S_k + \varepsilon \quad (1)$$

gdzie:

Y – logarytm wartości szczytowej drgań w płaszczyźnie poziomej: PGV_{Hmax} lub PGA_{10Hz},

E – energia wstrząsu,

R – odległość hipocentralna, obliczona według zależności $R = \sqrt{r^2 + h^2}$, gdzie r jest odległością epicentralną a h to średnia głębokość wstrząsów równa 650 m,

S_k – czynnik określający lokalne warunki geologiczne (k – numer stanowiska, k=1÷9), wartość ta wynosi 0 jeśli nie uwzględnia się na nim amplifikacji lub 1 jeśli estymujemy współczynnik amplifikacji.

α_0, α_1, α_2, α_3, δ_k – estymowane współczynniki relacji tłumienia

Po przeprowadzeniu analizy regresji dokonuje się weryfikacji uzyskanego modelu. Sprawdza się między innymi znaki uzyskanych współczynników oraz ich zgodność z założeniami teoretycznymi, które posłużyły do budowy modelu. Ponieważ relacja tłumienia (1) opisuje zmienność szczytowych amplitud drgań sejsmicznych, współczynnik związany z logarytmem energii powinien być dodatni (amplituda drgań wzrasta ze wzrostem energii sejsmicznej), a współczynniki związane z odległością i jej logarytmem powinny być ujemne (amplituda drgań maleje ze wzrostem odległości). Za pomocą odpowiednich parametrów i testów statystycznych sprawdzana jest istotność uzyskanych współczynników. Do oceny jakości otrzymanych modeli służy analiza wartości resztowych, czyli różnic pomiędzy wartościami empirycznymi a teoretycznymi, wynikającymi z oszacowanej funkcji regresji. Reszty powinny mieć rozkład zgodny z rozkładem Gaussa. Nie jest to jednak zawsze konieczne i w przypadku dużej liczebności zebranych obserwacji wystarczającym jest, aby rozkład wartości resztowych nie odbiegał skrajnie od rozkładu normalnego, a weryfikacja normalności rozkładu reszt może sprowadzić się do wizualnej analizy histogramu reszt lub wykresu normalności. Zebrane dane można także poddać testowi statystycznemu na normalność rozkładu. Rozkład reszt może być zaburzony przez tzw. wartości skrajne, związane z błędami pomiarowymi lub błędami przetwarzania. Dla poprawy modelu regresyjnego z danych usuwa się wartości skrajne i ponownie przeprowadza się analizę regresji. W celu poprawy dopasowania modelu do danych pomiarowych można usunąć do 20% obserwacji.

Do analizy regresji danych sejsmometrycznych z obszaru KWK Mysłowice-Wesoła wykorzystano model, w którym usunięto w obliczeniach współczynnik α_3, związany z tłumieniem nieelastycznym, z uwagi na niemający fizycznego sensu dodatni znak tego parametru obliczony według modelu (1). W związku z powyższym do dalszych obliczeń wykorzystano model opisany równaniem:

$$Y = \alpha_0 + \alpha_1 logE + \alpha_2 logR + \delta_k S_k \quad (2)$$

gdzie przyjęto oznaczenia tak jak we wzorze (1)

4. ANALIZA STATYSTYCZNA RELACJI TŁUMIENIA

Do estymacji współczynników regresyjnych dla relacji tłumienia przyspieszeń drgań PGA_{10Hz} wykorzystano 1829 rejestracji. Współczynnik determinacji wynosi 0,74, co oznacza, że przyjęty model tłumienia w 74% wyjaśnia zmienność danych pomiarowych. Estymator błędów standardowych wynosi 0,23. Testem Fishera sprawdzono czy obliczony model regresyjny różni się istotnie statystycznie od modelu o wartości stałej. Zweryfikowano hipotezę zerową H_0, zakładając, że wszystkie współczynniki regresji oprócz składowej stałej są zerem. Wyliczona wartość p dla tego testu wyniosła mniej niż 10^{-4}, co pozwala wykluczyć, że uzyskany model jest nieistotny statystycznie. Wartości p testu Fischera oraz pozostałych parametrów statystycznych dla relacji tłumienia PGA_{10Hz} przedstawione zostały w tabeli 2.

Tabela 2. Liczebność próby oraz podstawowe parametry statystyczne dla relacji PGA_{10Hz}
Table 2. Descriptive statistic of the peak particle acceleration

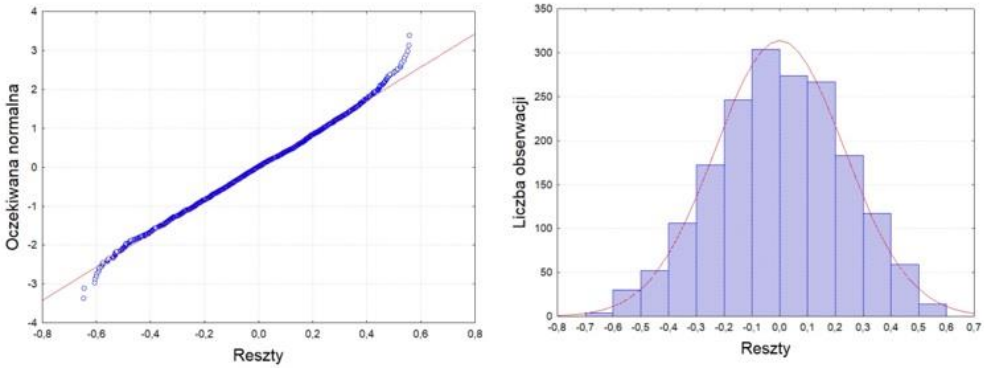
	$logPGA_{10Hz}$
N (liczebność próby)	1829
R (współczynnik korelacji wielokrotnej)	0,86
R^2 (współczynnik determinacji)	0,74
F (wartość statystyki Fishera)	533,64
Wartość p dla testu Fishera	0,0000
SEE (standardowy błąd estymaty)	0,23

W celu wyliczenia współczynników amplifikacji na poszczególnych stanowiskach przyjęto, że jedno z tych stanowisk będzie referencyjne. Dla tego stanowiska wartość współczynnika δ_k wynosi 0, co oznacza, że amplifikacja na tym stanowisku równa się 1. Określono po 9 modeli regresyjnych, przyjmując za każdym razem inne stanowisko referencyjne. Do oceny istotności poszczególnych współczynników relacji tłumienia (2) wykorzystano test t-Studenta. Testem tym zweryfikowano hipotezę zerową, że jeden z tych współczynników jest zerem. Na podstawie statystyki Studenta obliczona zostaje wartość prawdopodobieństwa p dla każdego parametru relacji tłumienia. Spośród uzyskanych wyników tylko w jednym przypadku uzyskano wartości p mniejsze od 0,05, co oznacza, że jego współczynniki różnią się istotnie statystycznie od zera. To kryterium spełnione jest jedynie dla relacji tłumienia, w której przyjęto stanowisko S9 jako referencyjne. Wyniki analizy regresji wielokrotnej relacji tłumienia ze stanowiskiem referencyjnym S9 przedstawiono w tabeli 3.

Tabela 3. Wyniki analizy regresji wielokrotnej relacji tłumienia Joyner'a-Boore'a ze stanowiskiem referencyjnym S9 dla szczytowych przyspieszeń drgań
Table 3.Multiple regression result of Joyner-Boore ground motion prediction equation with S9 reference seismic stations for peak particle acceleration

	b (współczynniki równania regresji)	Błąd standardowy obliczonych współczynników b	t (wartość statystyki t-Studenta)	p (poziom istotności dla testu t-Studenta)
α_0	5,41172	0,127707	42,3761	0,000000
$\alpha_1 \log E$	0,33045	0,012174	27,1428	0,000000
$\alpha_2 \log R$	-1,75494	0,034429	-50,9726	0,000000
$\delta_1 S_1$	0,10549	0,036009	2,9296	0,003435
$\delta_2 S_2$	0,22558	0,038036	5,9307	0,000000
$\delta_3 S_3$	0,23748	0,036502	6,5060	0,000000
$\delta_4 S_4$	0,08208	0,037636	2,1810	0,029309
$\delta_5 S_5$	0,28253	0,041678	6,7789	0,000000
$\delta_6 S_6$	0,14520	0,048990	2,9639	0,003075
$\delta_7 S_7$	0,09348	0,038759	2,4118	0,015970
$\delta_8 S_8$	0,33328	0,049525	6,7295	0,000000

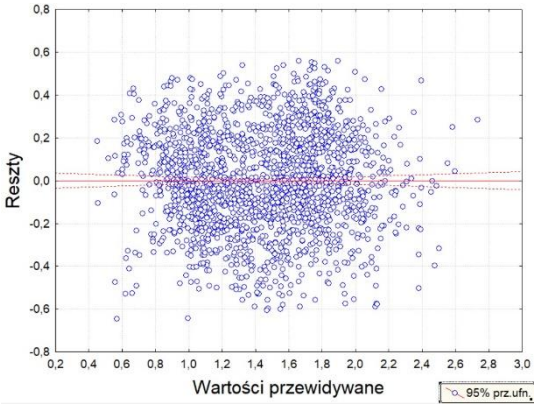
Po wykonaniu obliczeń przeprowadzono weryfikację uzyskanego modelu za pomocą analizy wartości resztowych. W pierwszej kolejności sprawdzono, czy reszty posiadają rozkład zgodny z rozkładem Gaussa. W tym celu sporządzono widoczny na rysunku 2 wykres normalności reszt oraz histogram reszt. Wizualna ocena rysunku 2 pozwala stwierdzić, że nie jest całkowicie spełniony postulat normalności rozkładu. Jednak biorąc pod uwagę liczebność próby rzędu 1829, na podstawie centralnego twierdzenia granicznego i twierdzenia Gaussa-Markowa uzyskano najlepsze nieobciążone estymatory liniowego modelu regresji. Reszty powinny układać się wzdłuż prostej, co oznacza, że posiadają rozkład normalny. Podobnej informacji jak wykres normalności dostarcza histogram reszt, który nie odpowiada dokładnie rozkładowi normalnemu. Niewielkie odchylenie od normalności, zwłaszcza dla liczebnie dużych prób, nie wpływa znacząco na uzyskane wyniki. Można zatem przyjąć, że założenie o normalności rozkładu reszt jest spełnione.



Rys.2. Przykładowy wykres normalności reszt (strona lewa) oraz histogram reszt dla przyspieszeń drgań gruntu PGA_{10Hz} (strona prawa)

Fig.2. Example of normal probability plot (left) and histogram of residuals (right) of peak particle acceleration values

Kolejną własnością wartości resztowych, którą należy sprawdzić jest założenie o homoscedastyczności, które oznacza, że wariancja składnika losowego reszt jest taka sama dla wszystkich obserwacji. W tym celu należy stworzyć odpowiedni wykres rozrzutu. Przedstawiony na rysunku 3 zbiór punktów, bez wyraźnej tendencji wzrostu lub spadku wariancji reszt względem wartości przewidywanych wskazuje, że założenie o stałości wariancji składnika losowego jest spełnione.



Rys.3. Przykładowy wykres wartości reszt względem wartości przewidywanych dla przyspieszeń drgań gruntu PGA_{10Hz}
Fig.3. Example plot of residuals vs predicted values of peak particle acceleration values

Ostatecznie relacja tłumienia dla wartości szczytowych przyspieszenia drgań gruntu ze stanowiskiem referencyjnym S9 i wyznaczonymi względnymi współczynnikami amplifikacji ma postać:

$$logPGA_{10Hz} = 5{,}41172 + 0{,}33045logE - 1{,}75494logR + \delta_k \qquad (3)$$

gdzie wartości δ_k podano w tabeli 4.

Estymowane wartości współczynnika δ_k oraz obliczona względna amplifikacja wartości szczytowej przyspieszenia drgań na stanowiskach powierzchniowych zostały przedstawione w tabeli 4.

Tabela 4. Estymowane względne współczynniki amplifikacji drgań dla poszczególnych stanowisk powierzchniowych przy założeniu stanowiska S9 jako referencyjnego
Table 4. Relative amplification factor values obtained from multiple regression analysis with S9 reference seismic station

Stanowisko pomiarowe	$logPGA_{10Hz}$	
	δ_k	Względne współczynniki amplifikacji

S1	0,105	1,27
S2	0,226	1,68
S3	0,237	1,73
S4	0,082	1,21
S5	0,283	1,92
S6	0,145	1,40
S7	0,093	1,24
S8	0,333	2,15
S9	0	1

5. PODSUMOWANIE

W artykule przedstawiono sposób wyznaczania współczynnika amplifikacji metodą analizy regresji wielokrotnej w oparciu o model relacji tłumienia Joyner'a-Boore'a. Do estymacji współczynników amplifikacji wykorzystano dane sejsmometryczne w postaci cyfrowych sejsmogramów przyspieszenia drgań gruntu zarejestrowanych w latach 2007-2023 na 9 stanowiskach pomiarowych zlokalizowanych na obszarze górniczym KWK Mysłowice-Wesoła. Estymację współczynników amplifikacji drgań na poszczególnych stanowiskach powierzchniowych wykonano metodą regresji wielokrotnej. Obliczono serię 9 modeli regresji wielokrotnej dla przyspieszeń drgań gruntu, przyjmując za każdym razem inne stanowisko referencyjne o współczynniku amplifikacji równym 1. Do weryfikacji statystycznej wszystkich współczynników 9 modeli relacji tłumienia dla wartości szczytowych przyspieszenia drgań gruntu wykorzystano test t-Studenta. Analiza ta pozwoliła na wybranie jednego modelu, dla których wyznaczone współczynniki amplifikacji były istotne statystycznie na poziomie istotności $p<0,05$. Istotnie statystyczny model uzyskano przyjmując stanowisko S9 jako referencyjne. W wyniku przeprowadzonych obliczeń uzyskano względne wartości współczynników amplifikacji drgań na poszczególnych stanowiskach powierzchniowych. Najmniejsze wartości współczynnika amplifikacji uzyskano na stanowiskach S4 i S1, odpowiednio 1,21 i 1,27. Największe wartości amplifikacji otrzymano na stanowiskach S5 i S8, odpowiednio 1,92 oraz 2,15. Zmienność uzyskanych współczynników wskazuje na różnorodność budowy geologicznej na badanym obszarze. Względne współczynniki amplifikacji drgań mogą zostać przeliczone na wartości bezwzględne, pod warunkiem poprawnego wyznaczenia amplifikacji na stanowisku referencyjnym.

6. LITERATURA

[1] Ambraseys N. N i in. 2005: Equations for the estimation of strong ground motion from shallow crustal earthquakes using data from Europe and the Middle East: Horizontal peak ground accelerations and spectra acceleration. Bulletin of earthquake Engineering, (1), pp. 1-53.

[2] Boore D. M., Joyner W. B. 1982: The empirical prediction of ground motion. Bulletin of Seismological Society of America, 72, pp. 43-60.

[3] Campbell K. W. 1981: Near-source attenuation of peak horizontal acceleration. Bulletin of Seismological Society of America, pp. 2039-2070.

[4] Draper N. R., Smith H. 1973: Analiza regresji stosowana, Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa.

[5] Dubiński J., Mutke G. 2001: Ocena oddziaływania wstrząsów górniczych na powierzchnię, „Badania geofizyczne w kopalniach". Praca zbiorowa pod red. J. Dubińskiego, Z. Pileckiego i W.M. Zuberka. Wyd. IGSMiE PAN. Kraków.
[6] Frej A., Zuberek W. M. 2008: Local effects in peak accelerations caused by mining tremors in Bytom Syncline Region (Upper Silesia). Acta Geodynamica et Geomaterialia, pp. 115-122.
[7] Joyner W. B., Boore D. M. 1981: Peak horizontal acceleration and velocity from strong-motion records including records from the 1979 Imperial Valley, California, earthquake. Bulletin of Seismological Society of America, Vol. 71, No 6, pp. 2011-2038.
[8] Lasocki S. i in. 2000: Prognozowanie drgań powierzchni wywołanych wstrząsami górniczymi-przegląd krytyczny. Warsztaty 2000 nt Zagrożenia naturalne w górnictwie, str. 261-279.
[9] Lasocki S., Olszewska D. 2017: Ground motion prediction equations for mining induced seismicity in Legnica Glogow Cooper District in Poland. 16th World Conference of Earthquake, Santiago Chile, pp. 1-13.
[10] Lurka A., Logiewa H. 2007: Sejsmologiczny system obserwacji SOS jako nowe narzędzie do obserwacji i interpretacji danych sejsmicznych w górnictwie zagrożonym tąpaniami, Katowice, GIG, str. 283-296.
[11] Ampuła D. 2015: Wartości resztowe w procesie regresji, z.133, nr 1, str 81-102.

Determination of site amplification factors of seismic peak ground acceleration basing on attenuation relations for chosen region of the Upper Silesian Coal Basin.

ABSTRACT: In the area of KWK Myslowice-Wesola, ground vibrations from seismic events induced by mining activity is being continuously monitoring since May 2007 using 3 three–component seismic stations. Based on the seismic data obtained from recording of high-energy tremors an attempt was made to estimate the parameters of seismic attenuation relations, including the site amplification factors related to near–surface geological layers. Site amplification is the effect of increasing the amplitude of seismic vibrations recorded on the surface that is dependent on the parameters of the subsurface layers such as density, thickness, seismic velocity and wave type. To the estimation of site amplification was made by multiple regression analysis based on the Joyner-Boore attenuation model.
KEY WORDS: induced seismicity, ground vibrations, vibration amplificator factor

Szkoła Eksploatacji Podziemnej

Zbigniew Grudziński

Ceny węgla energetycznego na międzynarodowym oraz krajowym rynku

IGSMiE PAN

Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN,
Pracownia Ekonomiki i Badań Rynku Paliwowo-Energetycznego

Węgiel w świecie - produkcja

W 2022 produkcja węgla w świecie wyniosła - 8.8 mld ton.

Wzrost produkcji wyniósł 7,9% w poprzednim roku wzrost ten wyniósł 5.4%.

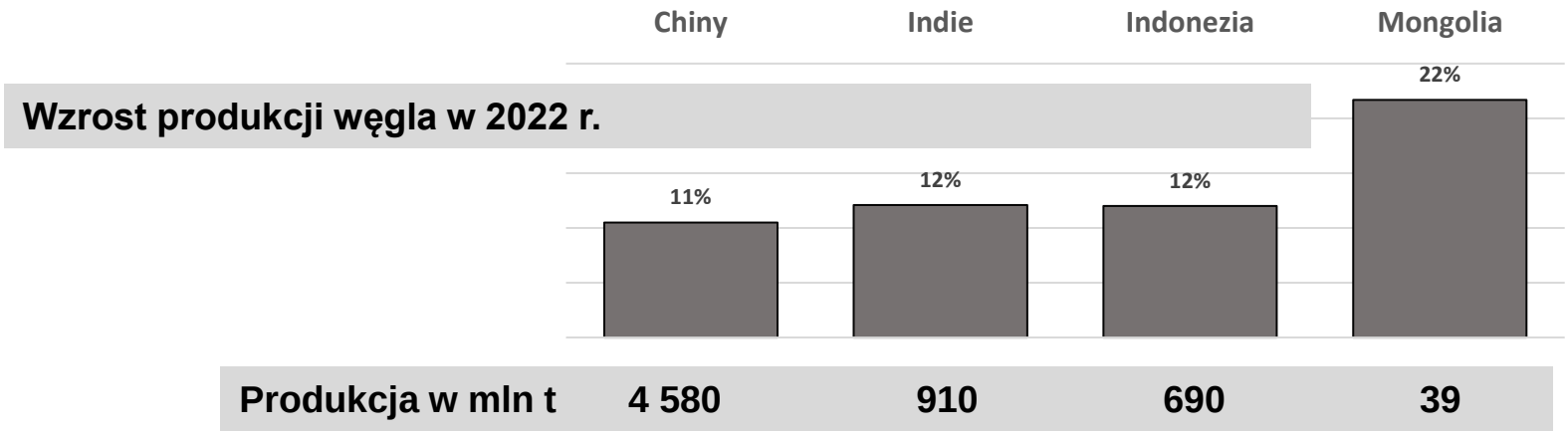
W Azji wydobywa się 77% światowej produkcji węgla.

Chiny mają ponad 50% udział w światowej produkcji.

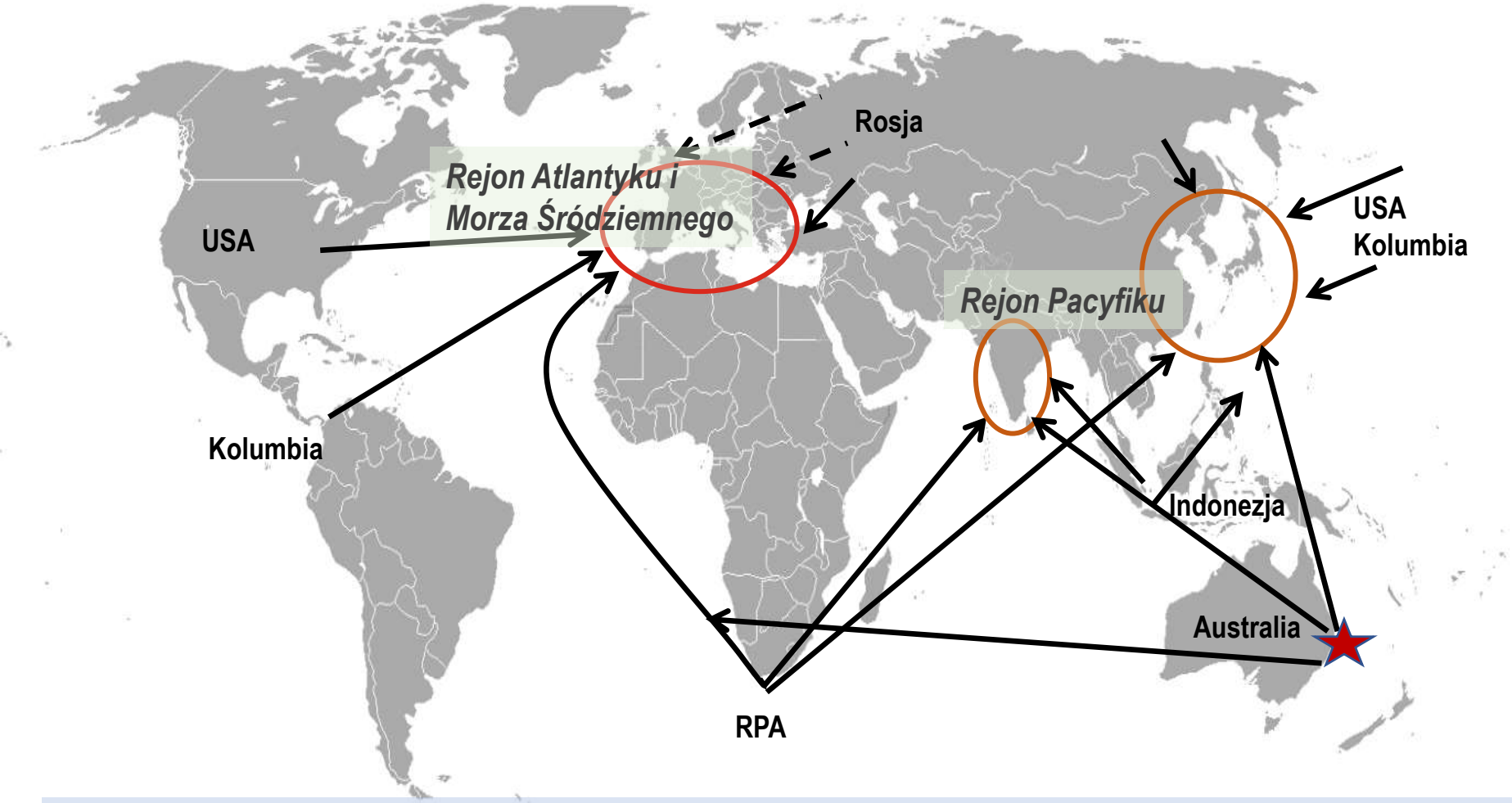
W zużyciu pierwotnych nośników energii udział węgla wynosi 27%, a w krajach OECD udział ten wyniósł średnio 13%.

W Azji udział węgla w zużyciu energii wyniósł 47%, a w UE tylko 12%.

Kraje o największych wzrostach produkcji w 2022 r. to: Chiny Indie, Indonezja i Mongolia.



Dostawcy i odbiorcy węgla energetycznego na świecie



Światowy handel węglem energetycznym to poziom 1.0 – 1.1 mld ton rocznie
a 90% odbywa się drogą morska

Prognoza rozwoju międzynarodowego handlu węglem energetycznym - import węgla

Wyszczególnienie	2022	*2023**	*2024*	*2025*	Zmiany cen	
					2023/2022	2025/2022
Azja	796	*898*	*858*	*878*	13%	-4%
- Chiny	231	*320*	*260*	*220*	39%	-19%
- Indie	153	*175*	*186*	*195*	14%	6%
- Japonia	128	*106*	*115*	*110*	-17%	8%
- Korea Płd.	91	*85*	*85*	*80*	-7%	0%
- Tajwan	64	*60*	*60*	*55*	-6%	0%
UE 27	98	*81*	*77*	*70*	**-17%**	**-5%**
inne kraje Europy	26	*21*	*20*	*18*	**-17%**	**-5%**

** Dane wstępne*

Prognoza rozwoju międzynarodowego handlu węglem energetycznym - eksport węgla

Wyszczególnienie	2022	2023*	2024	2025	Dynamika zmian	
					2023/202	2025/2022
Indonezja	465	480	490	500	103%	108%
Australia	179	197	202	203	110%	114%
Rosja	151	133	130	128	88%	85%
RPA	67	68	68	69	102%	102%
Kolumbia	54	56	59	59	103%	108%
USA	35	36	36	36	105%	104%
Światowy handel węglem	**1 040**	**1 100**	**1 050**	**1 010**	**105.8%**	**97.1%**

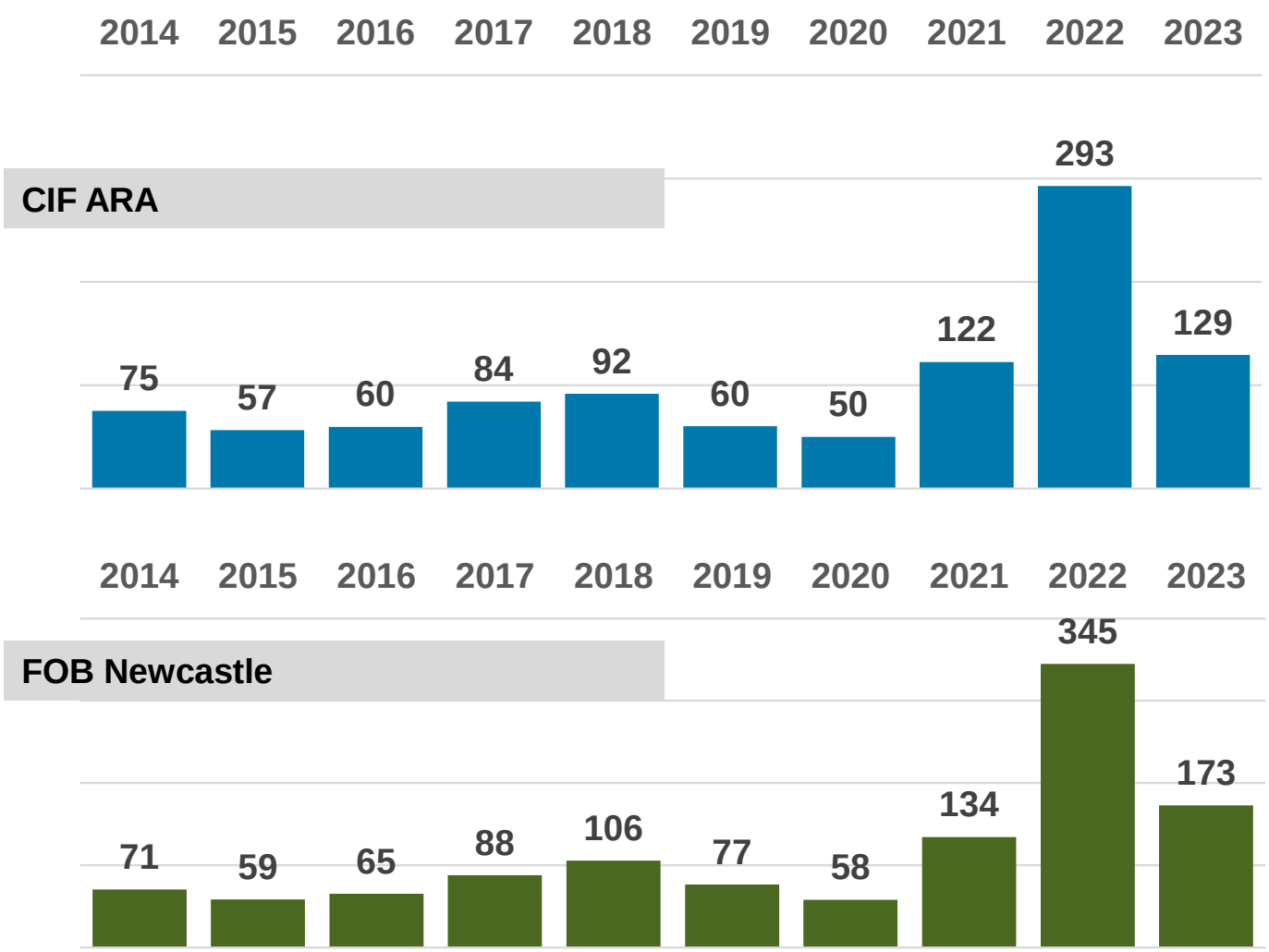
** Dane wstępne*

Ceny węgla energetycznego w portach ARA



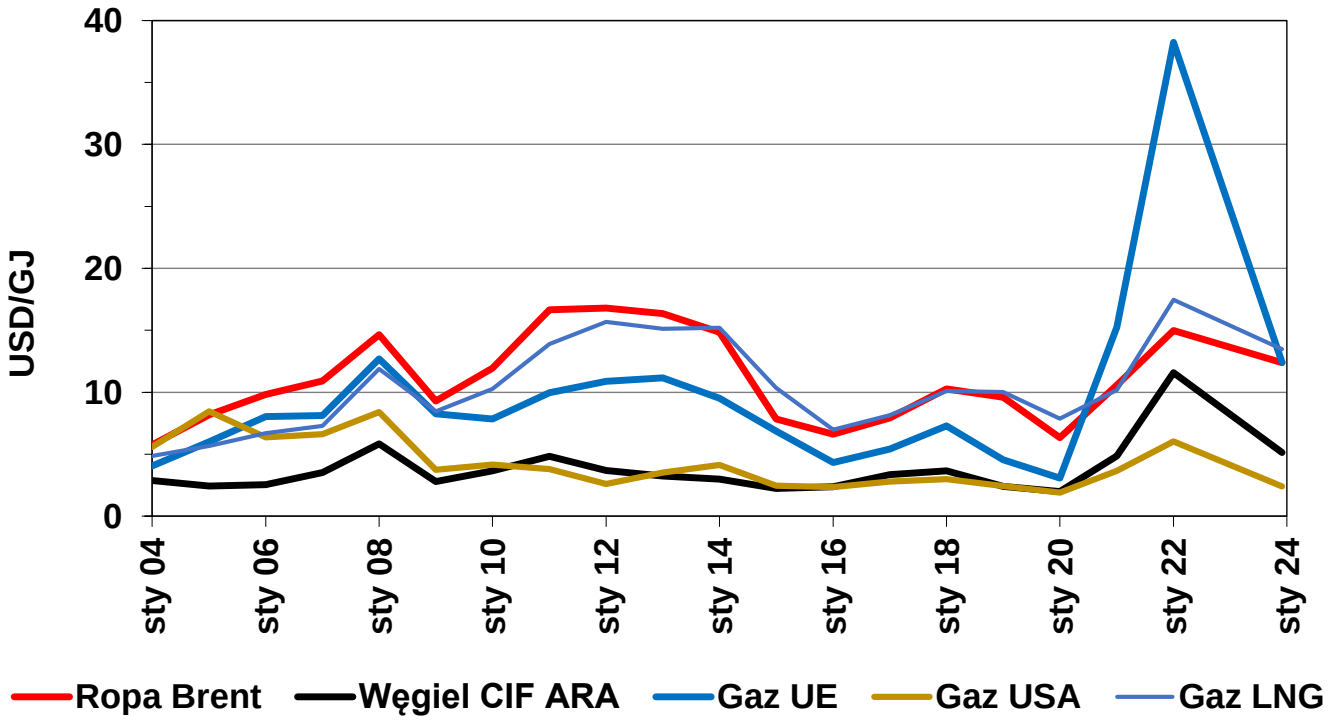
Indeks cenowy CIF ARA (Amsterdam-Rotterdam-Anwerpia)
Węgiel 6000 kcal/kg (25.1 MJ/kg), poniżej 1% Srt, ceny spot

Ceny węgla energetycznego w portach ARA oraz w porcie Newcastle (Australia)



Węgiel 6000 kcal/kg (25.1 MJ/kg), poniżej 1% Srt, ceny spot

Ceny węgla energetycznego w portach ARA



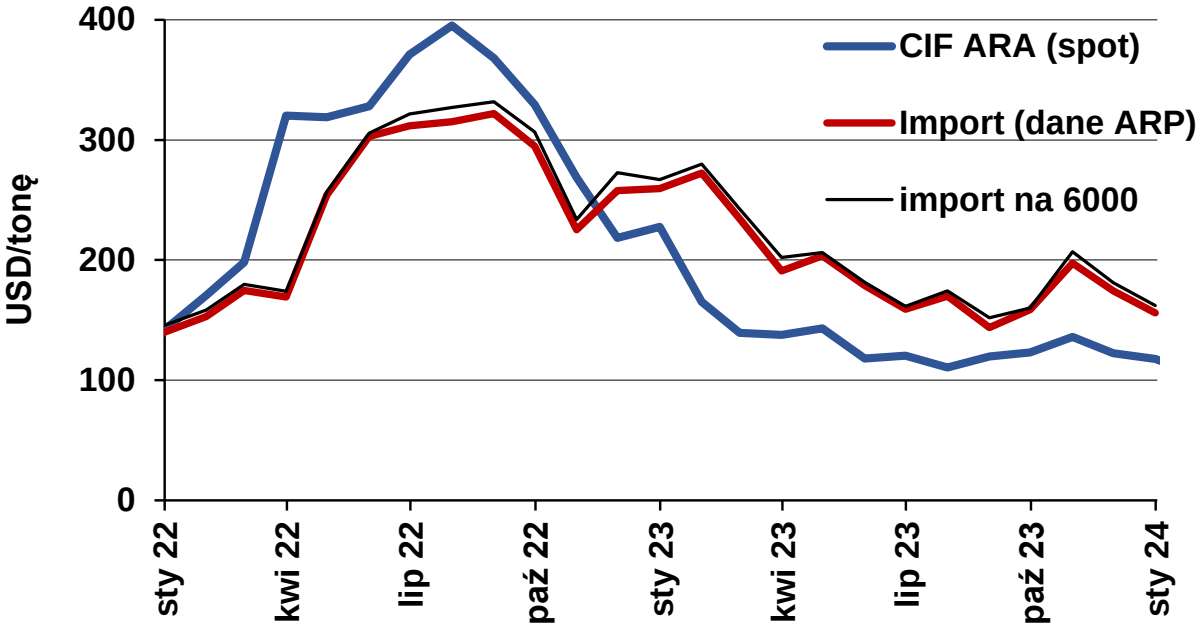
Węgiel ARA – 6000 kcal/kg
Gaz Europa (TTF)
Gaz USA (Henry Hub)
Gaz Japonia - LNG cif Japonia
Ropa Brent W. Brytania. 38° API

Cena węgla energetycznego = 1

	Ropa Brent	Gaz UE	Gaz USA	Gaz LNG
2020	3.2	1.5	1.0	3.9
2021	2.2	3.1	0.7	2.1
2022	1.3	3.3	0.5	1.5
2023	2.4	2.4	0.5	2.6

Cena węgla w 2023 - 5.2 USD/GJ – 129 USD/tonę

Ceny węgla energetycznego w imporcie do Polski

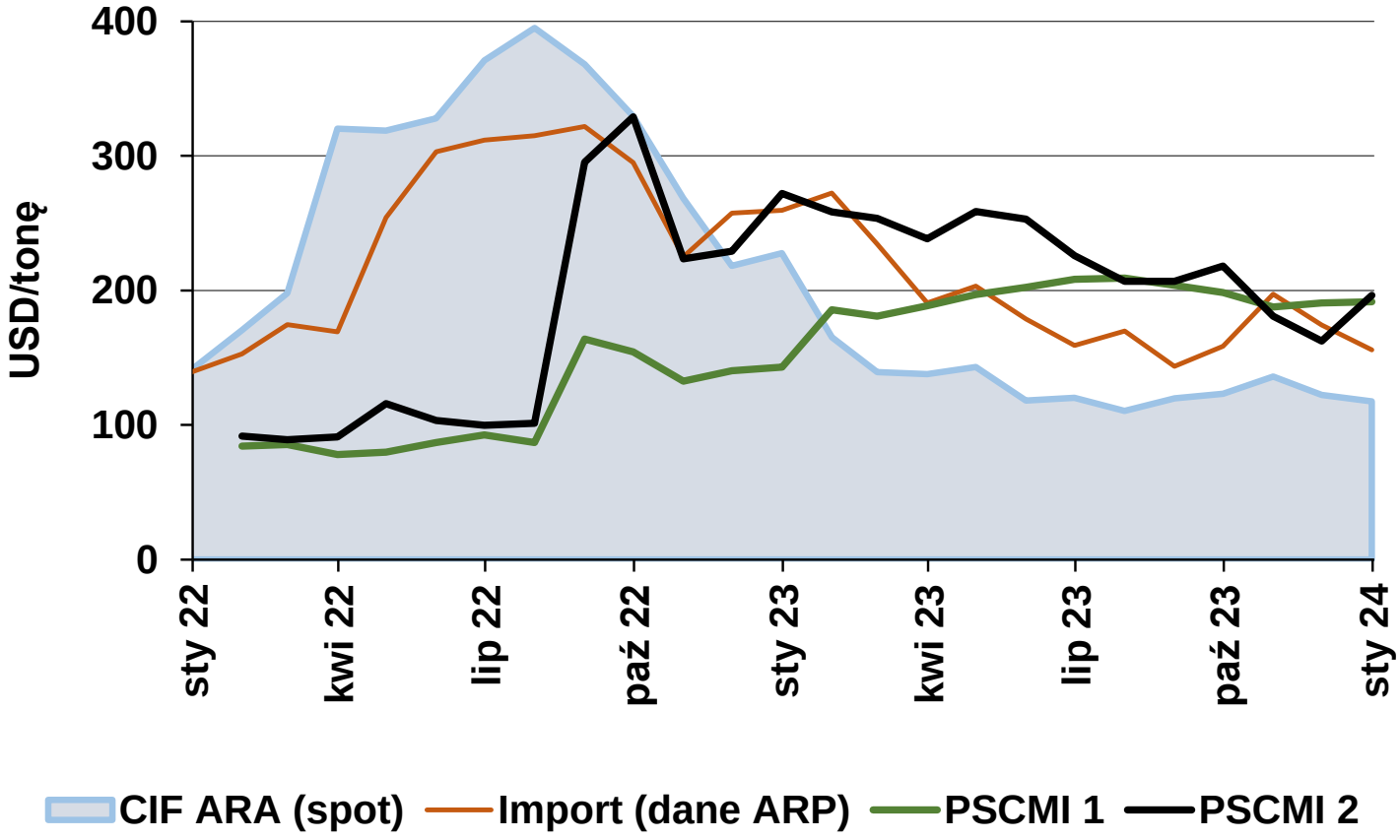


Najwięksi importerzy węgla do Polski w 2023

Kolumbia – 4.9 mln ton
Kazachstan – 4.2 mln ton
RPA – 1.4 mln ton
Australia – 0.8 mln ton
Tanzania – 0.5 mln ton

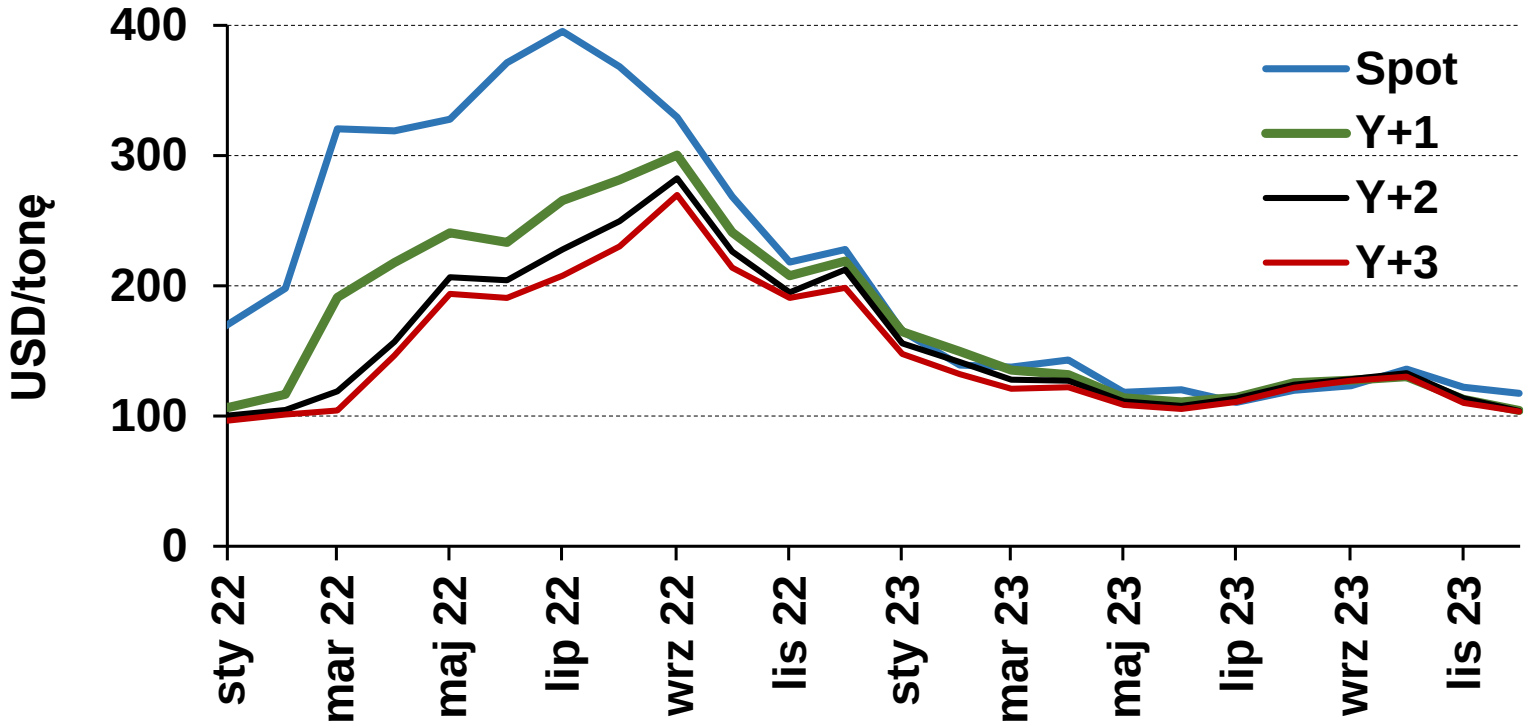
W 2022 r. sprowadzono 17.2 mln ton węgla do Polski, a w 2023 r. sprowadzono 14.8 mln ton.

Porównanie indeksów cen spot CIF ARA – indeksy krajowe



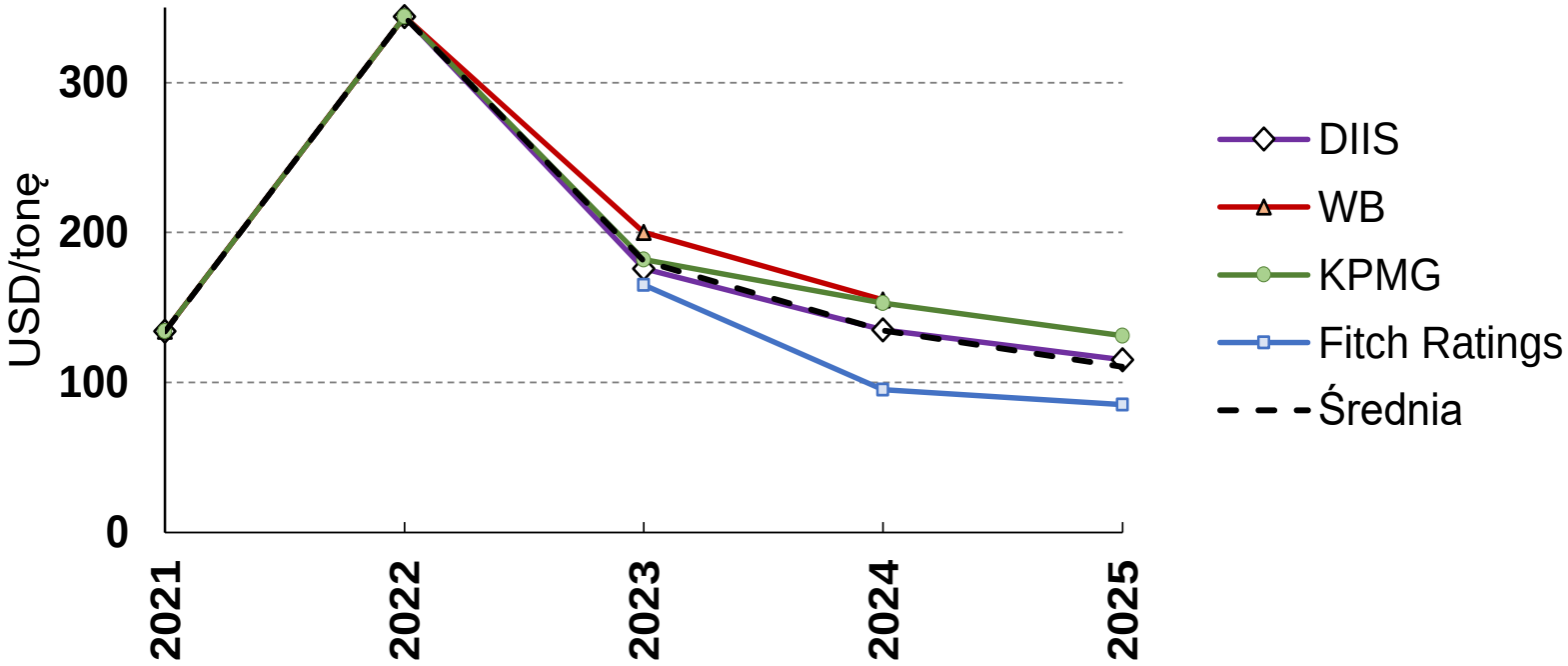
Węgiel 6000 kcal/kg (25.1 MJ/kg)

Ceny węgla CIF ARA na rynku terminowym – porównanie z cenami spot



Kontrakty forward, dotyczą kupna lub sprzedaży aktywów po określonej cenie w przyszłości. Przedstawione kontrakty odnoszą się do okresów : Y+1, Y+2, Y+3.

Prognozy cen spot węgla energetycznego – FOB Newcastle (6000 kcal/kg – 25.1 MJ/kg)



Węgiel 6000 kcal/kg (25.1 MJ/kg), poniżej 1% siarki

Podsumowanie 1/2

- Chiny w dalszym ciągu będą kluczowym czynnikiem rozwoju sytuacji na międzynarodowym rynku węgla. Zużycie węgla w Chinach ma osiągnąć najwyższy w historii poziom 4,8 mld ton w 2023. Można oczekiwać, że w ciągu najbliższych trzech lat zużycie węgla w Chinach będzie podążać za rozwojem sytuacji w sektorze energetycznym i prognozami dotyczącymi produkcji przemysłowej, a także ogólnym wzrostem gospodarczym kraju.
- Drugim niezwykle ważnym rynkiem dla węgla będą są Indie. W tym kraju popyt ma rosnąć 3,5% w ujęciu rocznym do 1,40 mld ton do 2026 r. W Indiach większość wzrostu zapotrzebowania na energię jest zaspokajany przez elektrownie węglowe.
- Zużycie węgla w Europie w długoterminowym okresie, spada. Wśród krajów europejskich, które zobowiązały się do całkowitego wycofania z węgla do 2030 r. znajdują się: **Finlandia, Dania, Francja, Holandia, Włochy i Hiszpania**. Przewiduje się, że **W.Brytania** zamknie swoją ostatnią elektrownię węglową do 2024 r., a moce produkcyjne węglowe włączone na krótko zimą 2022–2023, mają zostać zamknięte na stałe.
-

Podsumowanie 2/2

- Ceny węgla energetycznego w portach ARA o wartości 6000 kcal/kg są obecnie w tendencji spadkowej. Jednak pomimo dużych spadków od lipca 2022 r. ceny w ujęciu historycznym nadal są stosunkowo wysokie,.
- Spadki cen węgla na europejskim rynku w 2023 r. to efekt zgromadzonych dużych zapasów węgla. Zima okazała się łagodna a to sprawiło, że spadło zapotrzebowanie na węgiel. Na dodatek wystąpił duży spadek cen gazu ziemnego. W sierpniu 2022 r. roku maksymalna cena gazu na giełdzie holenderskiej TTF sięgała nawet 350 EUR/MWh a rok później w zależności od rodzaju kontraktu, wahały się w granicach 30-40 USD/MWh. Kolejnymi czynnikami to duża też była produkcja energii z OZE oraz duże zapasy w terminalach węglowych.
- W 2023 r. miesięczne ceny węgla energetycznego w portach ARA (6000 kcal/kg) spadły 71%%. Koniec roku to ceny 100 -105 USD/tonę,
- Obecne prognozy cen mimo wszystko są optymistyczne ponieważ zakładają poziom cen ponad 100 USD/tonę, jest on prawie 100% wyższy od cen z 2020 r.

Dziękuję za uwagę!

IGSMiE PAN

Zbigniew Grudziński
Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi
i Energią PAN



Greenhouse Gases and Climate Change

Methane and Climate

Szkoła Eksploatacji Podziemnej
Kraków
26-28 February, 2024



There is no climate "emergency" and there will not be one due to emissions of greenhouse gases like carbon dioxide CO_2, methane CH_4 or nitrous oxide N_2O.

Counterproductive regulations on fossil fuel use, agriculture and other aspects of human life are "all pain with no gain."

The climate has always changed always will. Government polices to "fight climate change" are not based on sound science and they will cause much needless misery.

Misguided government polices are based on the dogma not science. More greenhouse gases will not harm Earth's climate, and the most important of them, CO_2, is already benefitting life on Earth.

The Polish scientist Nicolaus Copernicus led the world against the establishment dogma of an Earth-centered universe 500 years ago. Perhaps Poland will save the world from the false and ruinous climate dogma of today's elites.





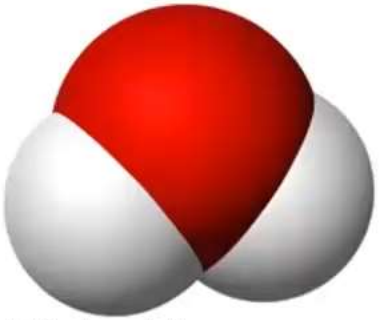


What is a greenhouse gas? A greenhouse gas is transparent to sunlight but partially opaque to thermal radiation emitted by Earth's surface, clouds and the atmosphere. The most abundant gases in Earth's atmosphere, molecular nitrogen (N_2), molecular oxygen (O_2) and argon (Ar) are not greenhouse gases because they are nearly transparent to both sunlight and thermal radiation.

The most important greenhouse gases of Earth's atmosphere in order of their potency, are water vapor (H_2O), carbon dioxide (CO_2), ozone (O_3), methane (CH_4), and nitrous oxide (N_2O). Since human activities can have little effect on stratospheric ozone, which is formed by solar ultraviolet light in the high stratosphere, we will only consider the greenhouse gases shown in the next transparency.

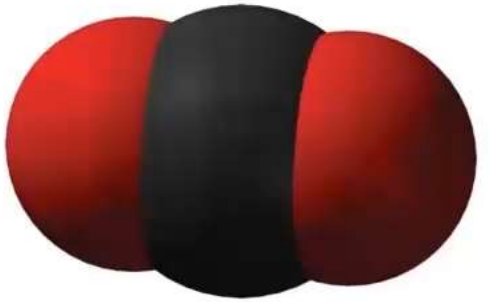
Greenhouse Gas Molecules

H_2O



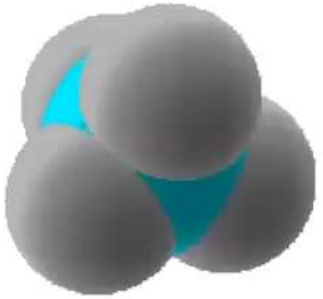
Water Vapor
(Major)

CO_2

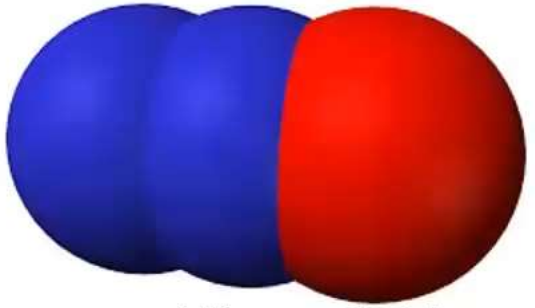


Carbon Dioxide
(Minor)

CH_4



Methane
(Very Minor)



Nitrous Oxide
(Very Minor)





Vibrations and rotations of greenhouse gas molecules allow them to absorb and reemit longer-wave thermal radiation into the atmosphere. This slows down the radiative transfer of heat to space, much like insulation in the walls of a house slows down the escape of heat from inside to outside the house.

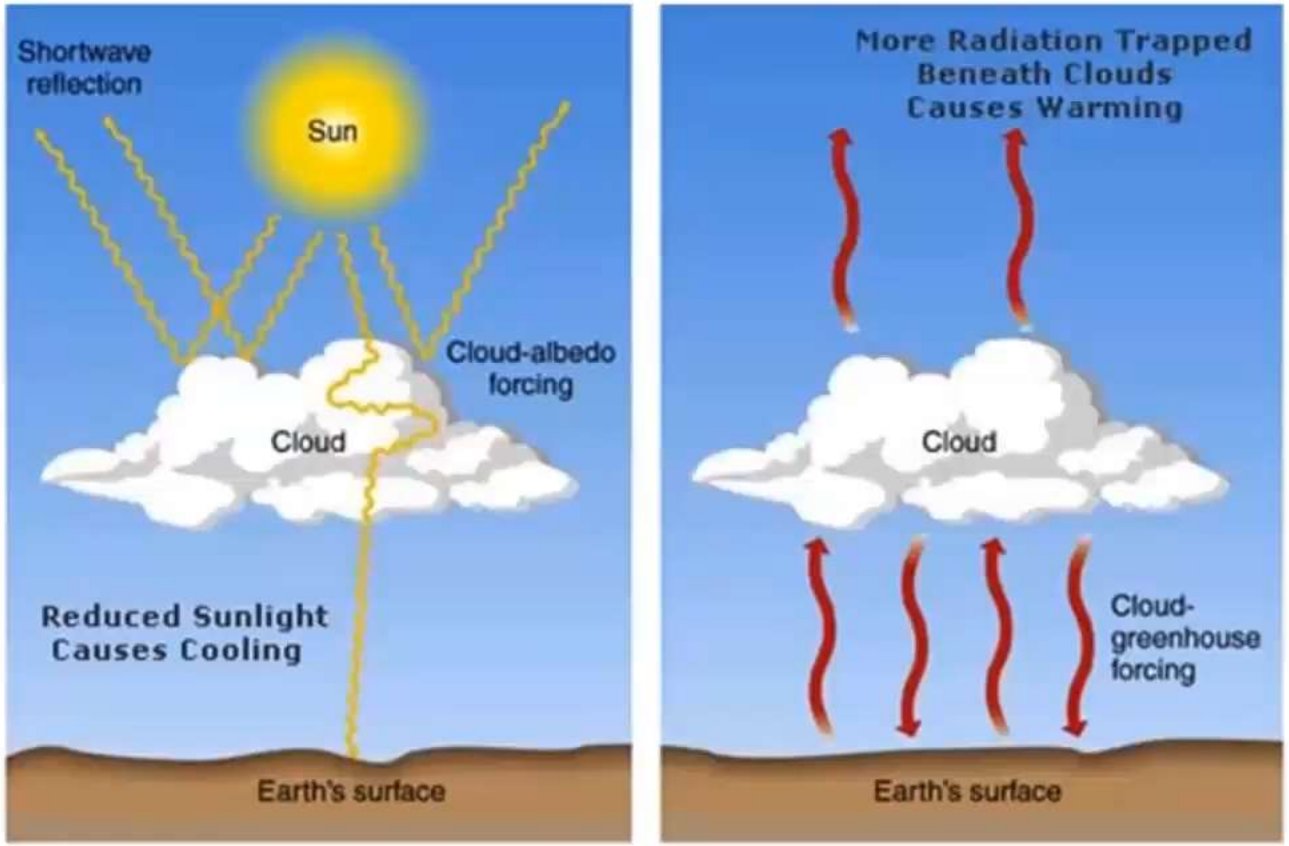
Clouds also slow down the escape of thermal radiation to space, like greenhouse gases. But unlike greenhouse gases, clouds are not transparent to sunlight.

These facts are Illustrated on the next viewgraph.



Earth's Temperature Adjusts Itself To Balance Solar Heating And Infrared Cooling

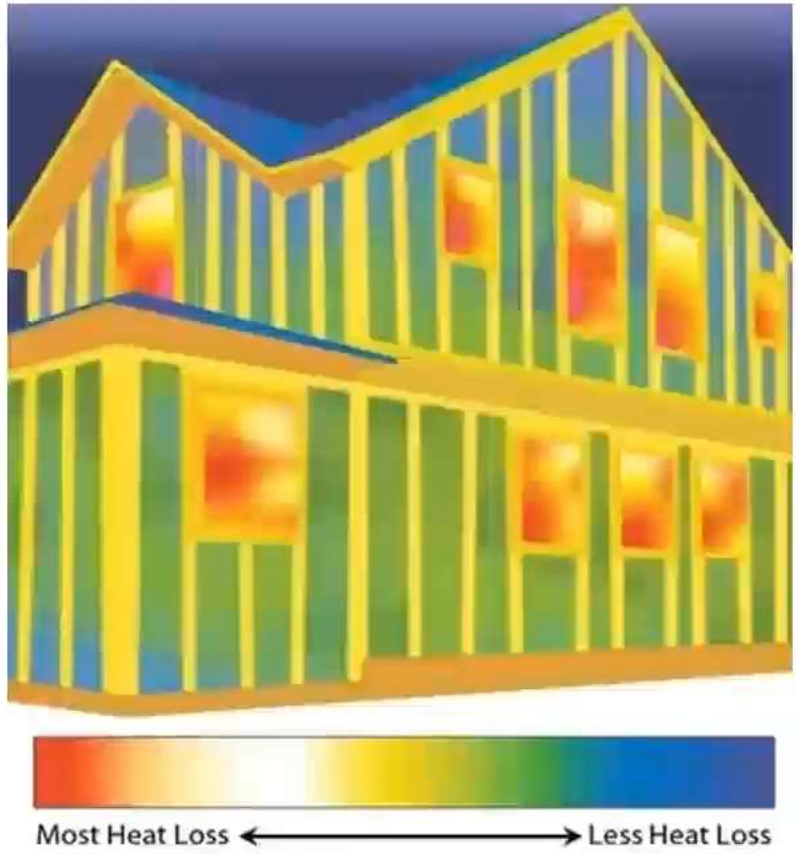
Day



Night and Day



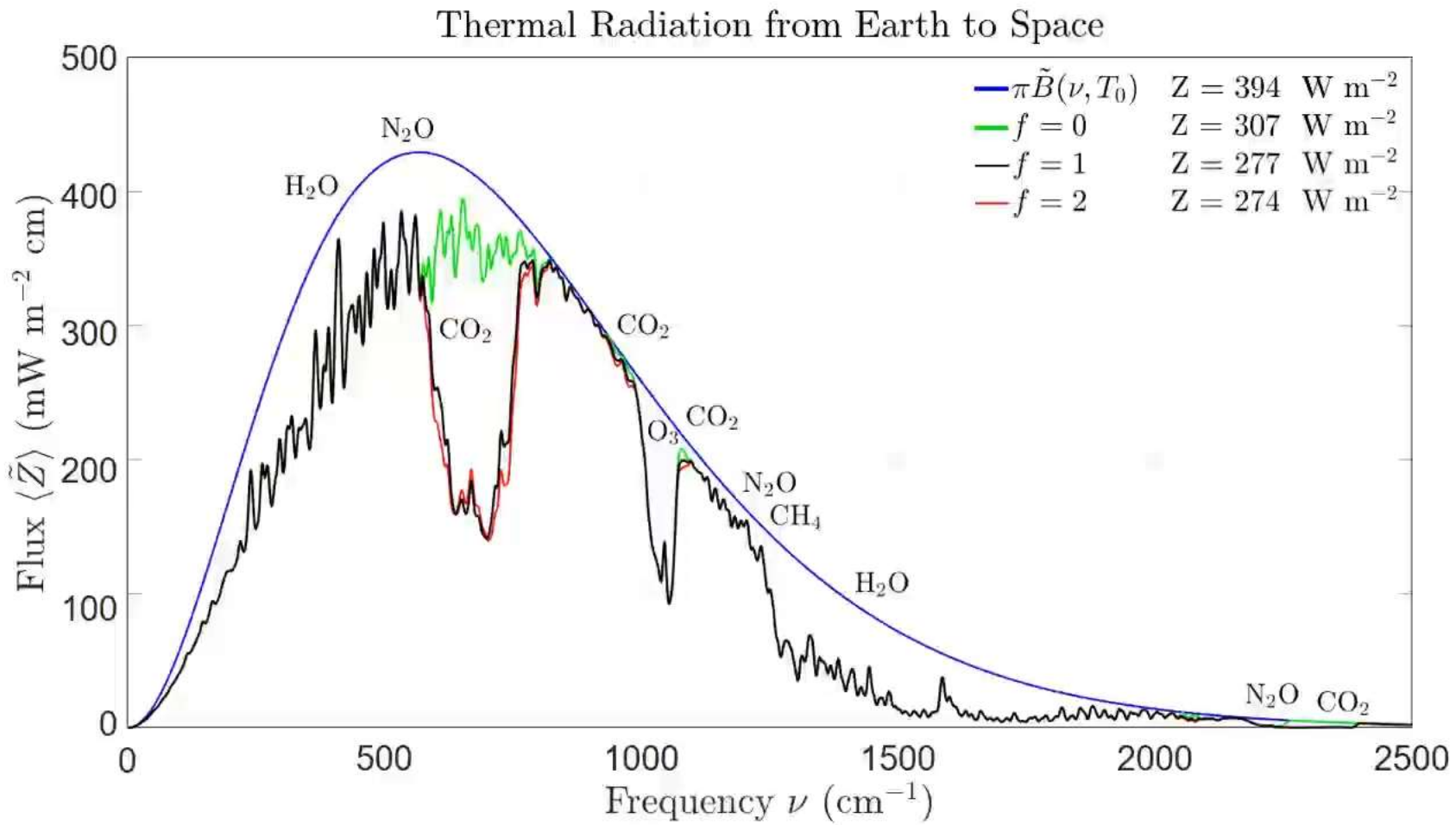
Thermal radiation from a house



Greenhouse gases or clouds hinder infrared cooling and make Earth's surface warmer, just like insulation in the walls of a house makes the inside warmer.

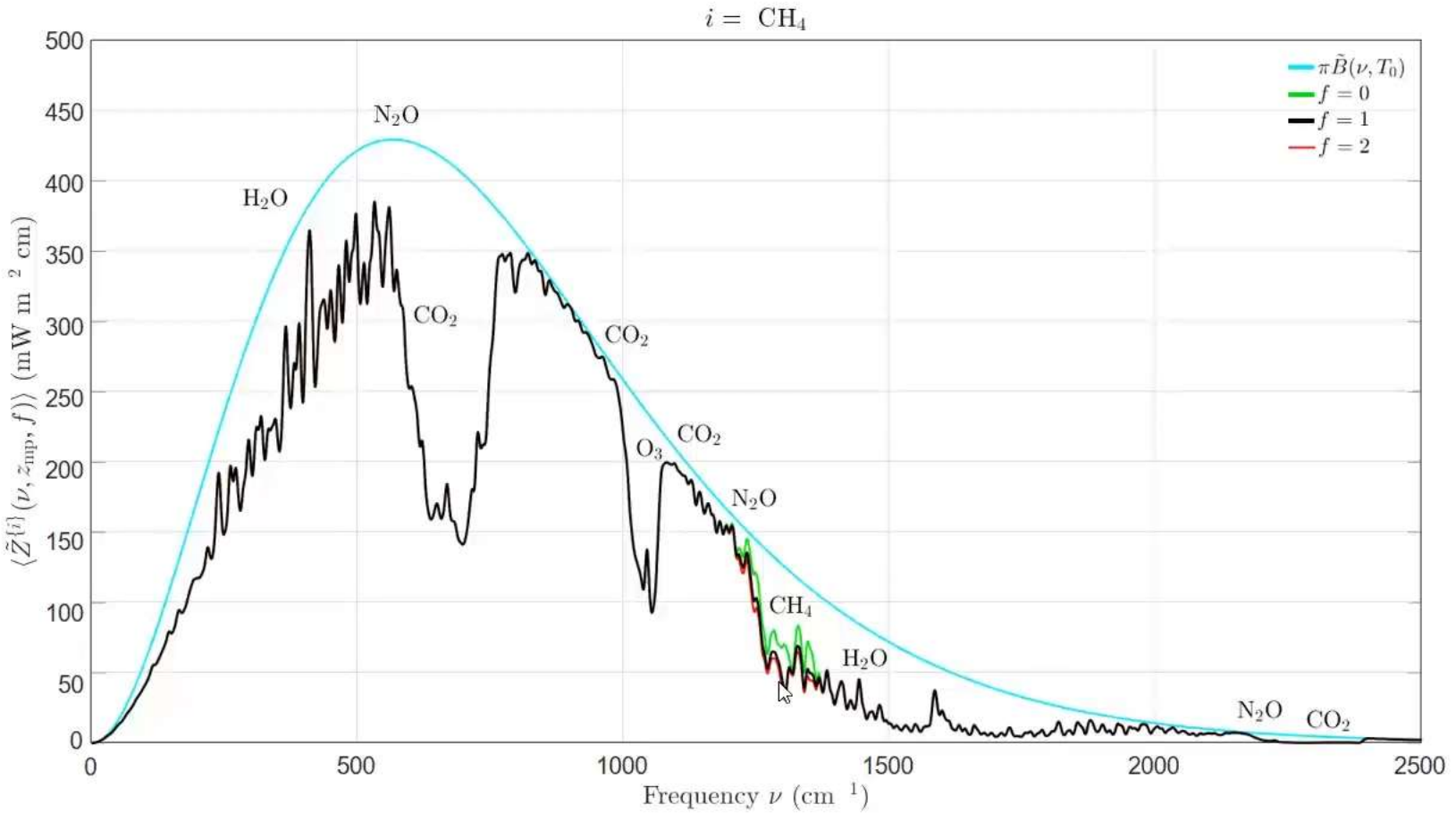
But: added greenhouse gases CO_2, CH_4 or N_2O are ineffective insulators

From: *Dependence of Earth's Thermal Radiation on Five Most Abundant Greenhouse Gases*
https://arxiv.org/pdf/2006.03098



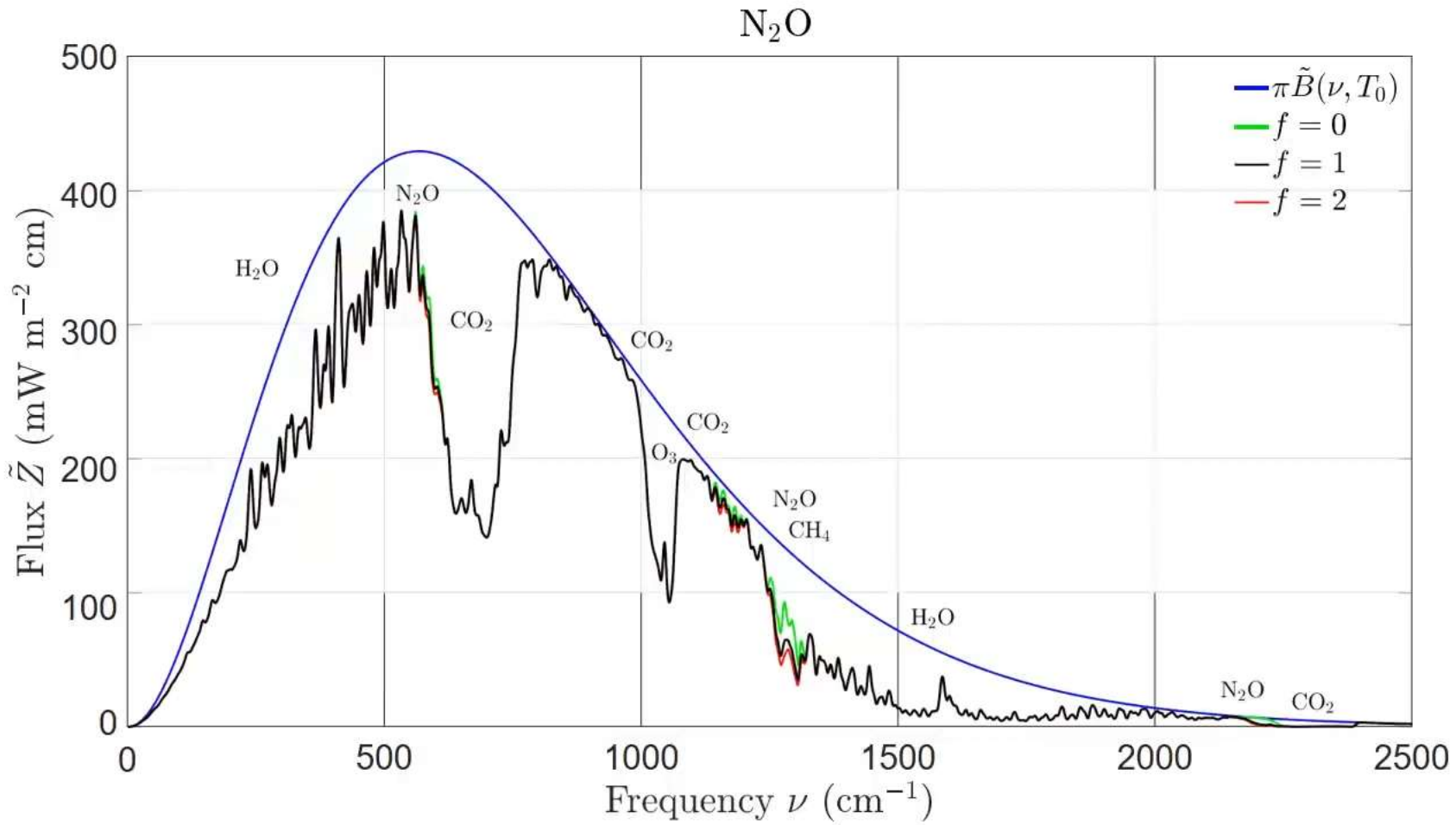
The fluxes to space Z are the areas under the curves. Doubling current CO_2 concentrations, (f = 2) makes almost no difference. Taking it all away (f=0) makes a large difference.

William Happer



Methane, CH_4, is an even poorer insulator than CO_2

William Happer



Nitrous oxide, N_2O, is an even poorer insulator than methane, CH_4

William Happer



What about the large global warming potential (GWP) of methane? The IPCC numbers are

$$GWP(CO_2) = 1$$
$$GWP(CH_4) = 83$$

Doesn't the huge GWP of methane mean that methane emissions are causing much more global warming than CO2 emissions? Is it not essential to reduce methane emissions?

Answer: No!



The global warming potential (GWP) of methane (CH_4) is a measure of the "radiative forcing" or added heat insulation per added kilogram of greenhouse gas of carbon dioxide (CO_2).

It is true that an added kilogram of methane adds about 83 times more insulation to the atmosphere than an added kilogram of carbon dioxide.

But: in kilograms/year, methane is increasing about 830 times slower than carbon dioxide.

So greenhouse warming, per year, from methane is a fraction 83/830 = 1/10 = 10% that of carbon dioxide.

The rates of increase of greenhouse gases are shown in the next viewgraph

From: *Nitrous Oxide and Climate*
https://arxiv.org/abs/2211.15780

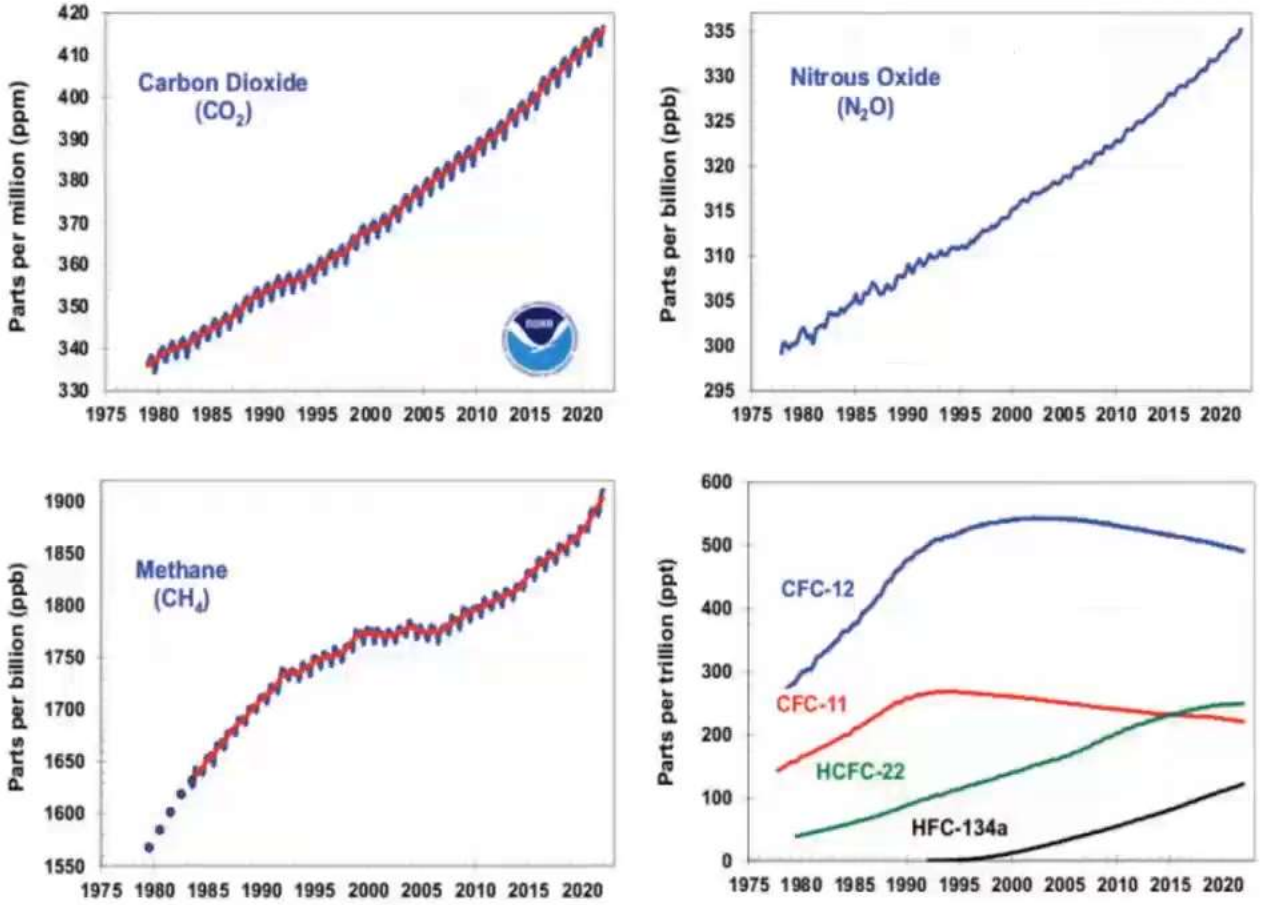


Figure 7: *Changing concentrations of Earth's main natural greenhouse gases carbon dioxide, CO_2, nitrous oxide, N_2O, methane, CH_4, and several halocarbon refrigerant gases. The rates of the naturally occurring greenhouse gases have suppressed zeros and are relatively slow, as shown by the century-scale doubling times t_2 shown in Table 3. From reference [26].*

William Happer

From: *Nitrous Oxide and Climate*
https://arxiv.org/abs/2211.15780

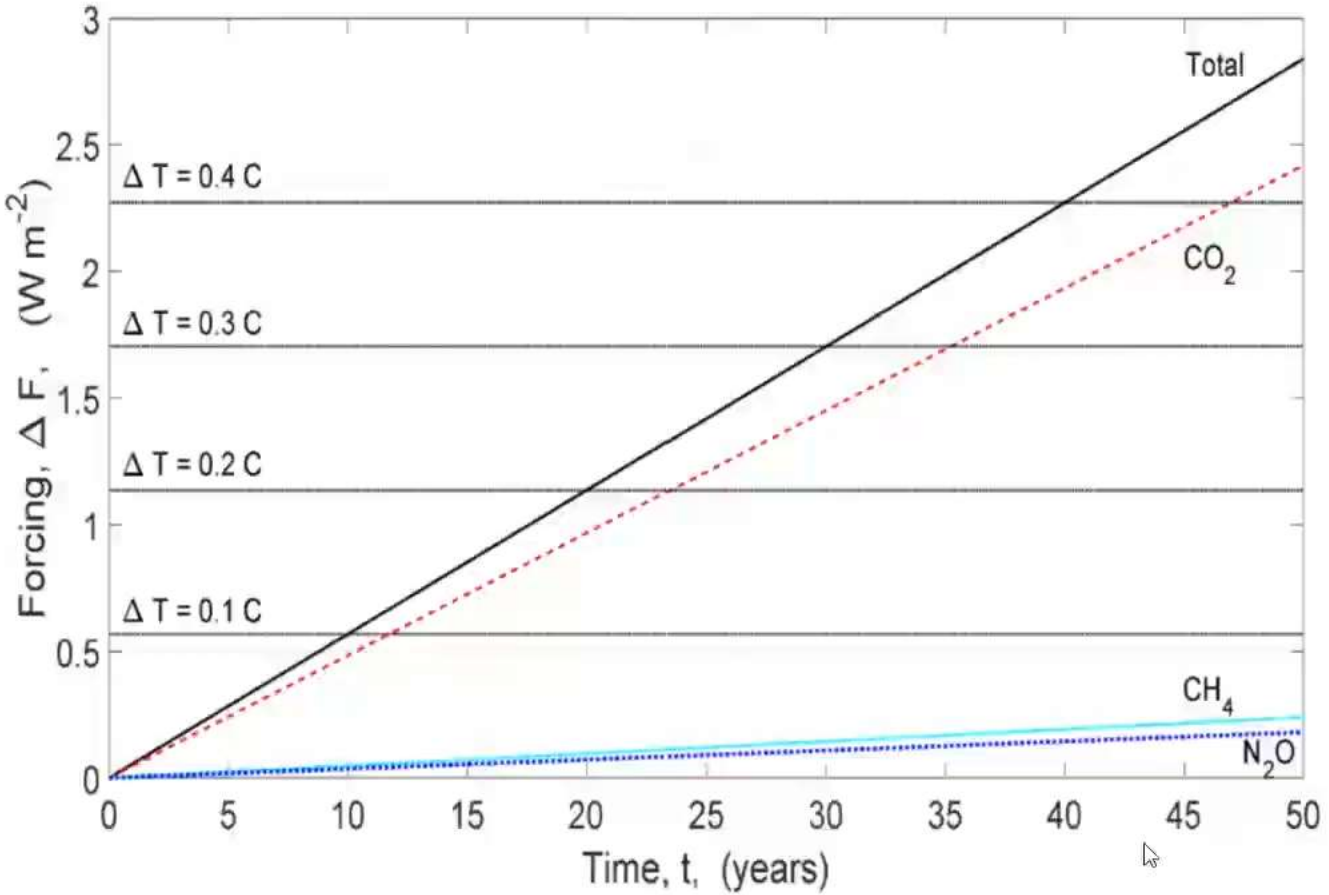


Figure 8: *Projected midlatitude forcing increments at the tropopause from continued increases of CO_2, CH_4 and N_2O at the rates of Fig. 7 for the next 50 years. The projected forcings are very small compared to the current tropospheric forcing of 137 W m^{-2}. The temperature-increase contours correspond to the average warming of the past few decades, 0.01 C y^{-1}. The total forcing rate (warming rate) is approximately 85% from CO_2, 9% from CH_4 and 6% from N_2O.*

William Happer

The small effects of added greenhouse gases are due to *saturation*.



Atmosphere with 400 ppm CO2 is like a barn with 1 coat of red paint.

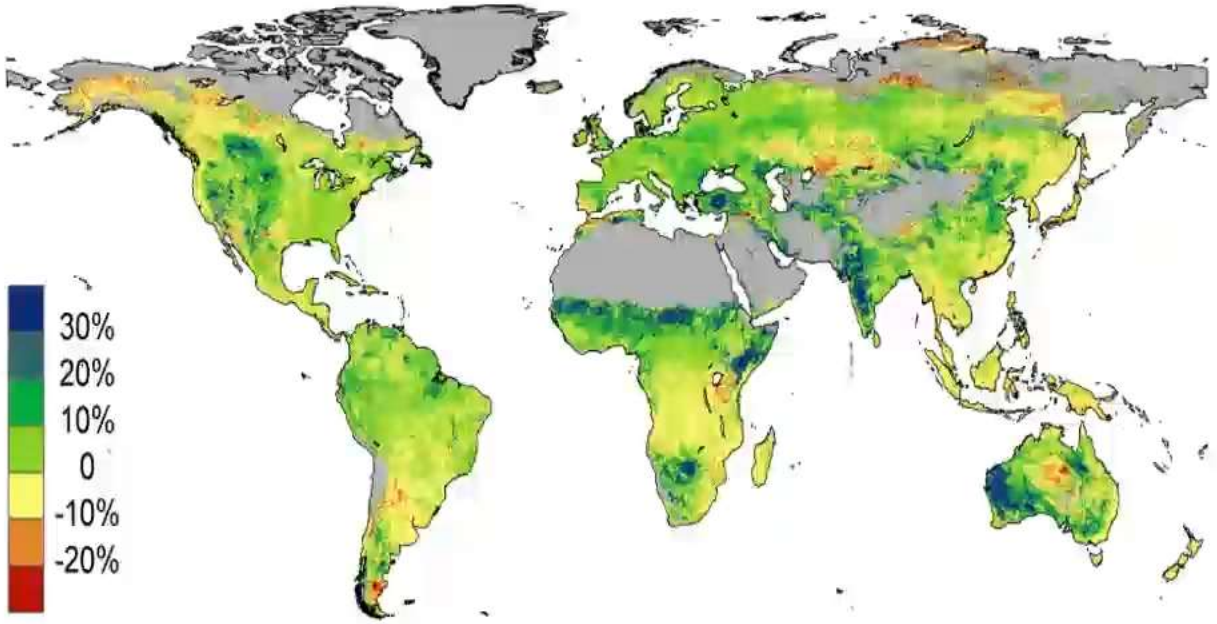


Atmosphere with 800 ppm CO2 is like a barn with 2 coats of red paint (almost the same).



Greenhouse gases have a trivial effect on climate. But increases in CO_2 are "greening" the earth and significantly increasing the productivity of agriculture and forestry.

Global Greening From CO2 Fertilization: 1982-2010



Increase = 11% in areas studied

Donohue et al, GRL (June 2013) DOI: 10.1002/grl.50563

William Happer



PEŁNE ZAANGAŻOWANIE SOLIDNE WSPARCIE

NOWE PERSPEKTYWY DLA NOWOCZESNYCH TECHNOLOGII ŚCIANOWYCH

Zobowiązaniem HBT jest zapewnienie dostaw najlepszych rozwiązań dla ścianowych kompleksów wydobywczych. Takie rozwiązania pochodzą zawsze tylko z jednego źródła, obejmują zaawansowane technologie oraz wysokowydajne maszyny i urządzenia wsparte wiedzą i doświadczeniem globalnego zespołu specjalistów i rozbudowaną infrastrukturą, pozwalającą na zapewnienie naszym klientom niezawodnego wsparcia w dowolnym miejscu na całym świecie.

Więcej informacji można uzyskać od lokalnego partnera firmy HBT: mining@b-m.pl

H·B·T

BORN UNDERGROUND

© 2023 HBT GMBH. All Rights Reserved.

Urządzenia i Układ Głównego Odwadniania w rejonie szybu SW-4

O/ZG Polkowice-Sieroszowice

KGHM Polska Miedź S.A.

Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2024

Andrzej Herbut – KGHM Polska Miedź S.A. O/ZG Polkowice-Sieroszowice

Leszek Borkowski – KGHM Polska Miedź S.A. O/ZG Polkowice-Sieroszowice

Dariusz Madziarz – KGHM Polska Miedź S.A. O/ZG Polkowice-Sieroszowice

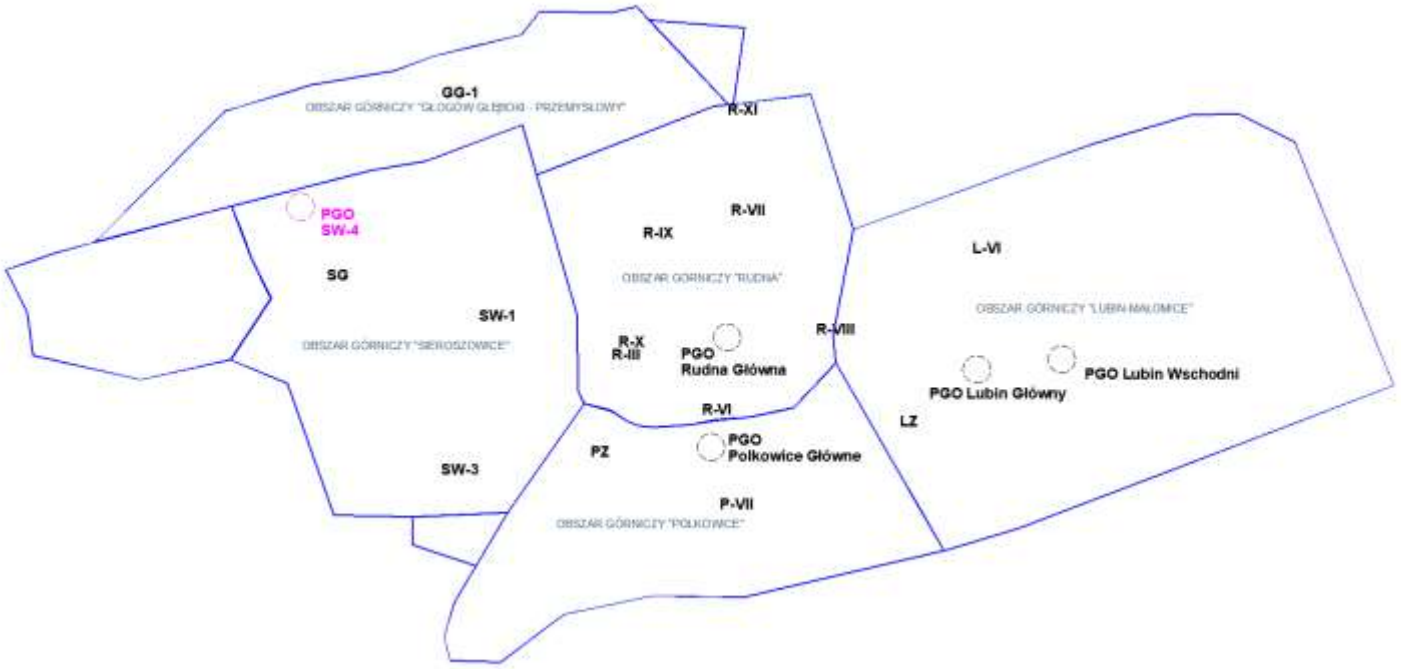
Janusz Młynarczyk – KGHM CUPRUM CB-R

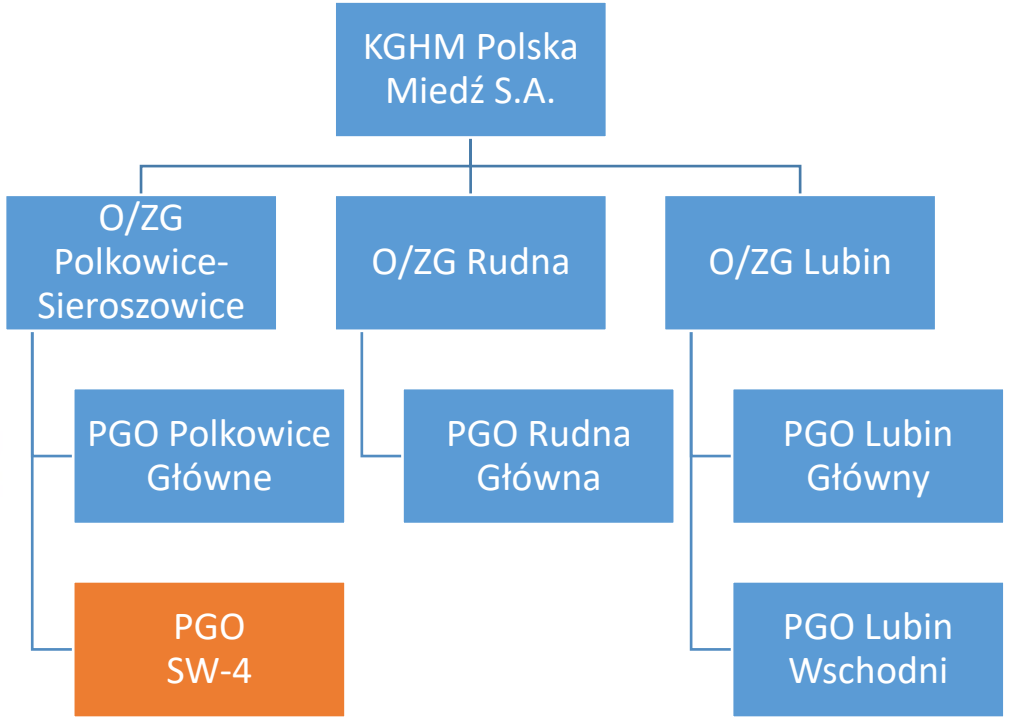
Wojciech Sobolewski – KGHM CUPRUM CB-R

KGHM CUPRUM

CENTRUM BADAWCZO-ROZWOJOWE

Układ odwadniania KGHM Polska Miedź S.A.





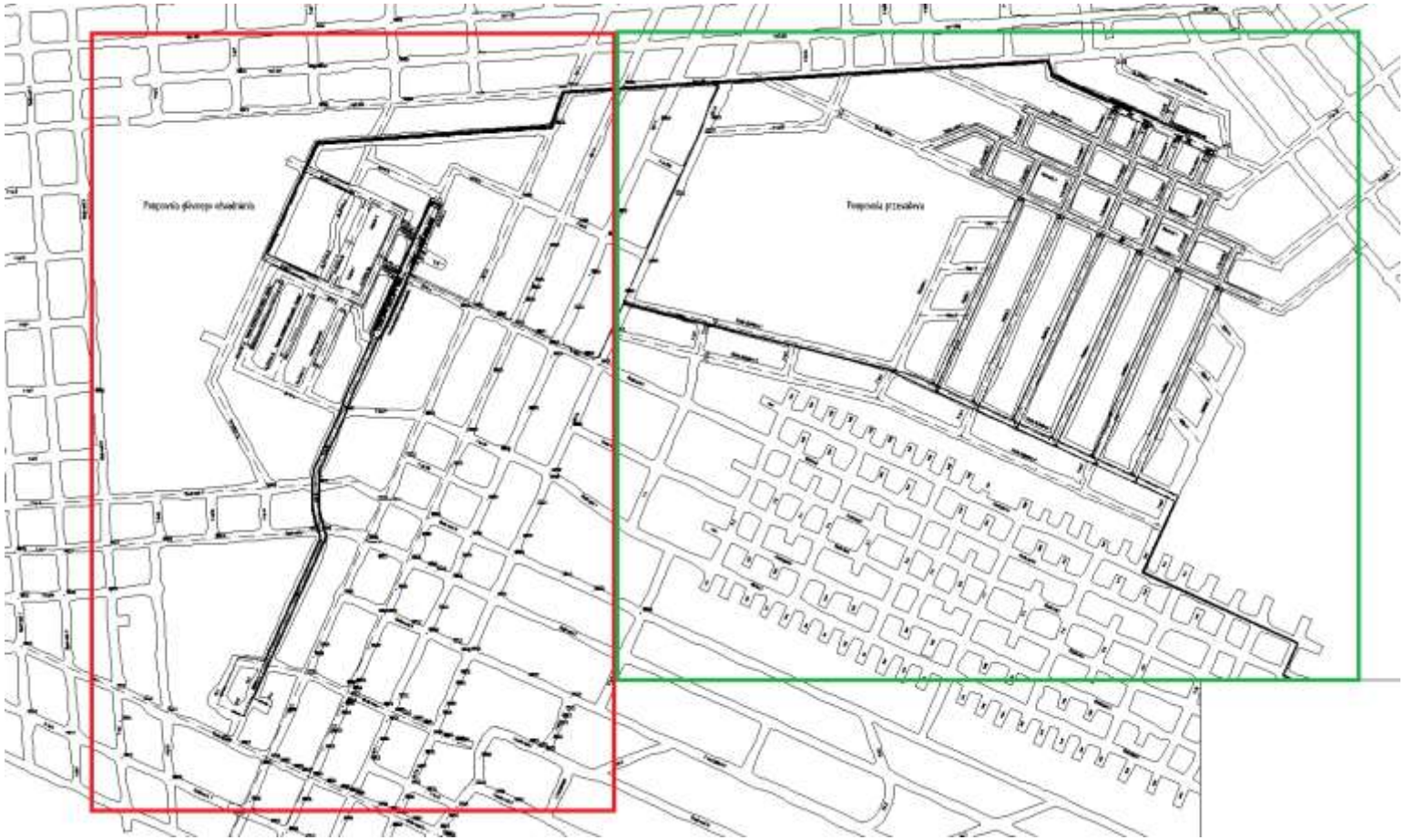
Podstawa prawna

- Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych
- PN-G-05026:2000 Główne odwadnianie podziemnych zakładów górniczych. Zasady projektowania.

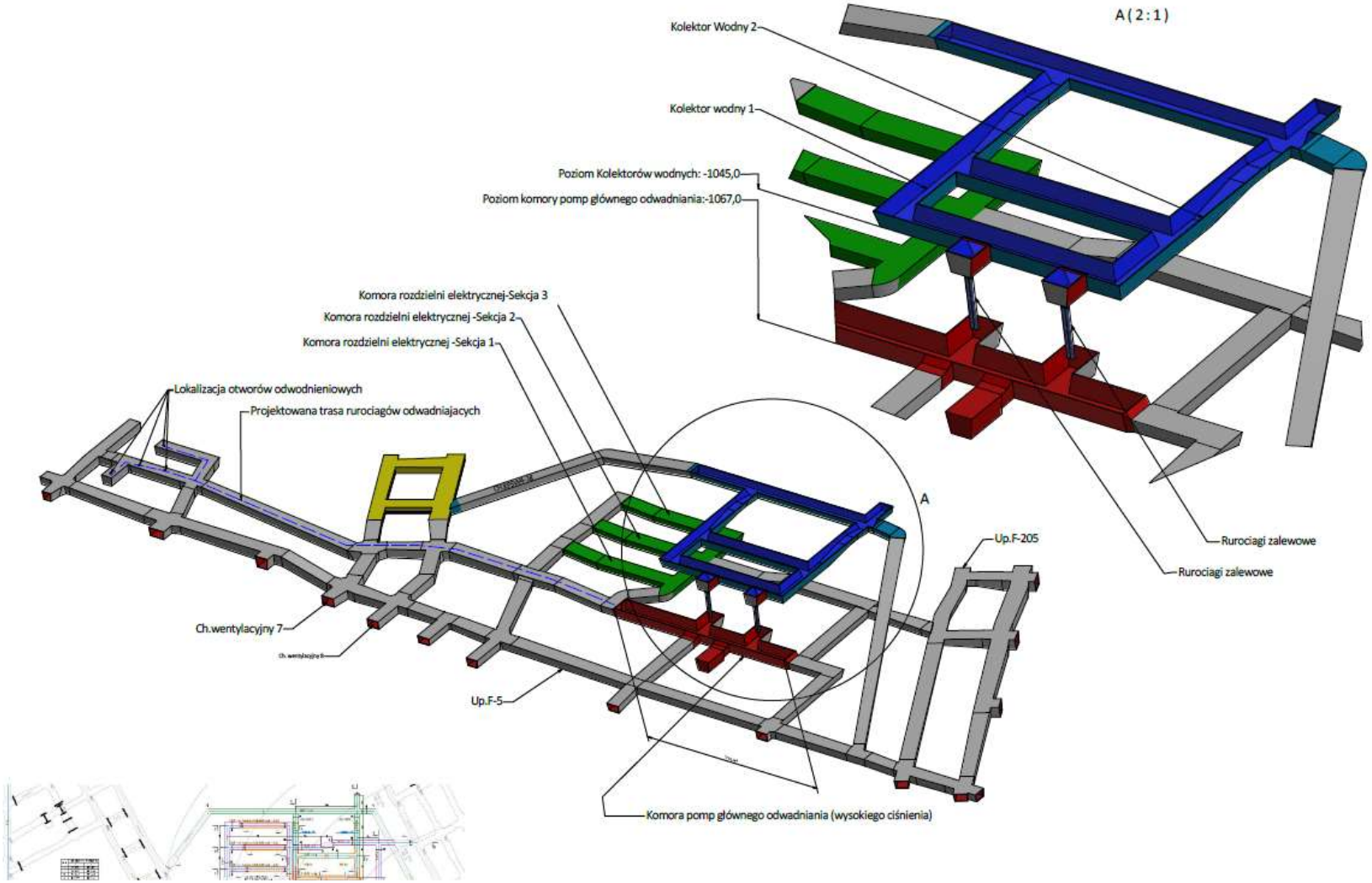
UGO w rejonie szybu SW-4 - lokalizacja

UGO SW-4 składa się z:

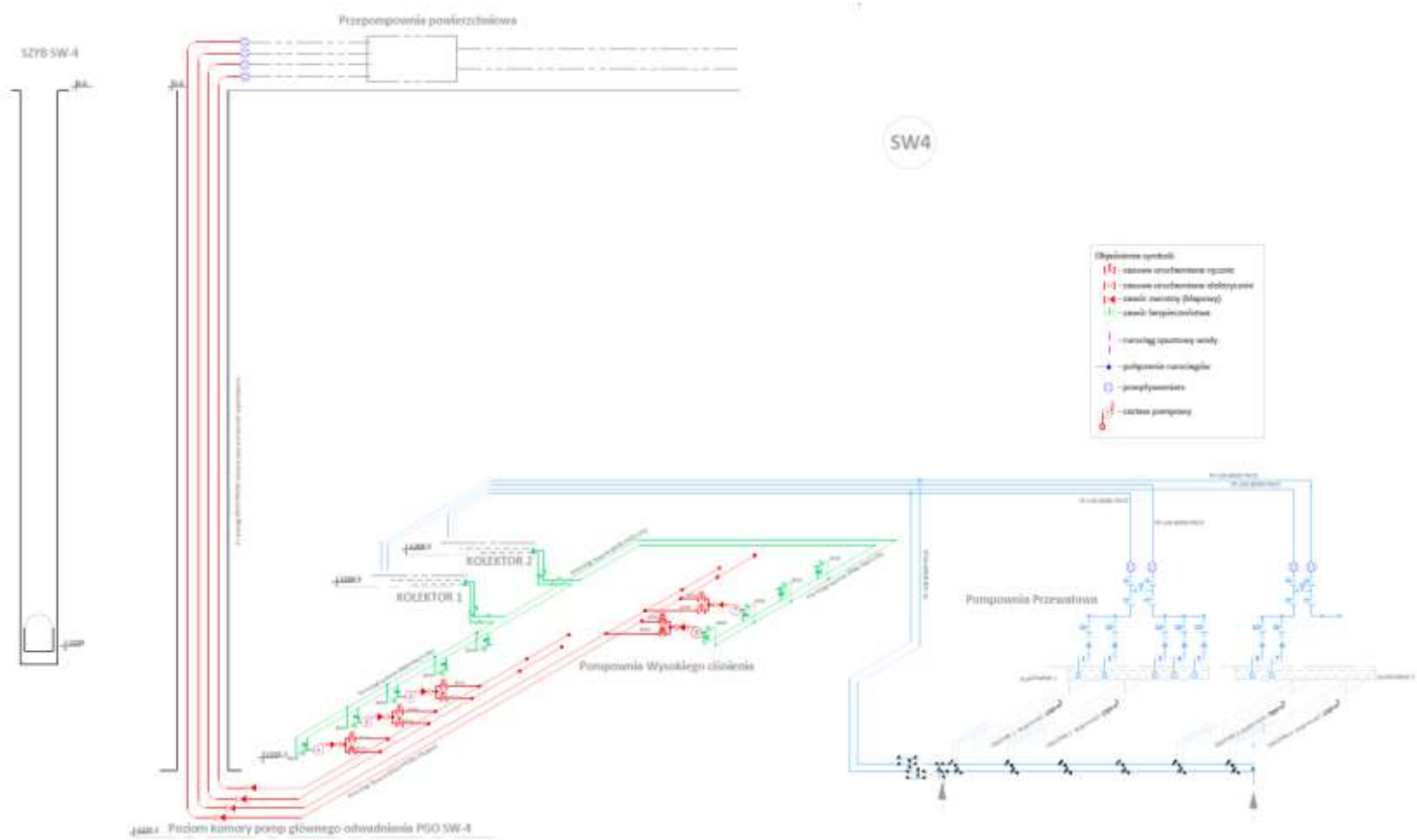
- Pompowni Głównego Odwadniania:
  - komory pomp głównego odwadniania
  - 2 szt. kolektorów wodnych
  - 4 szt. rurociągów wysokiego ciśnienia do odwiertów
  - 2 sekcji rozdzielni elektrycznej ARd-41 średniego napięcia 10 kV
  - komory teletechnicznej
- Pompowni Przewałowej:
  - komory pomp przewałowych
  - 2 szt. klarowników wodnych
  - 6 szt. osadników wodnych
  - 2 szt. osuszaczy
  - komory stacji transformatorowych



UGO w rejonie szybu SW-4 - lokalizacja



UGO w rejonie szybu SW-4 - schemat



Podstawowe parametry – UGO SW-4

Układ zapewnia odwodnienie wód o parametrach:

- maksymalna gęstość medium – do 1250 kg/m^3
- maksymalna mineralizacja – do 300 kg/m^3
- maksymalna zawartość chlorków – do 200 kg/m^3
- maksymalna temperatura medium – do 40°C

Pompowanie jest realizowane jednostopniowo przy wykorzystaniu kolektorów zalewowych:

- bezwzględna wysokość pompowania – ok. 1230 m

Podstawowe parametry – UGO SW-4

Etap I - zrealizowany

- dopływy naturalne - 600 m^3/h
- nominalna wydajność – 720 m^3/h
- awaryjna wydajność – 1440 m^3/h

- 13,6 MW zabudowanej mocy

Etap II – docelowy (2024 r.)

- dopływy naturalne - 1200 m^3/h
- nominalna wydajność – 1440 m^3/h
- awaryjna wydajność – 2880 m^3/h

- 24,6 MW zabudowanej mocy

$$i = 2n + 1$$

gdzie:

i – minimalna liczba pomp w komorze pomp głównego odwadniania,

n – liczbę pomp w zespole pomp

Podstawowe parametry – UGO SW-4

Etap I - zrealizowany

- 5 zestawów pompowych głównych:
  - pompa Duchting Pumpen HPE 150-385x9
  - silnik elektryczny Schorch 10kV – 2,6 MW
- 5 zestawów pomp przewałowych:
  - zestaw pompowy KSB MCPK250-200-500 132 kW



Etap II – docelowy (2024 r.)

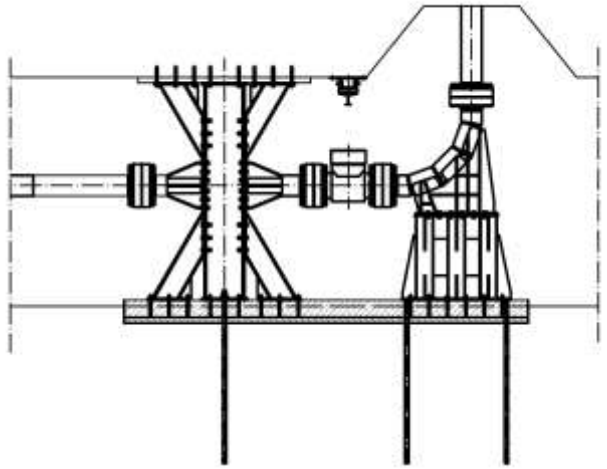
- 9 zestawów pompowych głównych
- 9 zestawów pomp przewałowych

Podstawowe parametry – UGO SW-4

- 4 rurociągi wysokiego ciśnienia DUPLEX 355,6x16, okołnierzowanie 14” CLASS 1500 – długość łączna ok. 1200 m





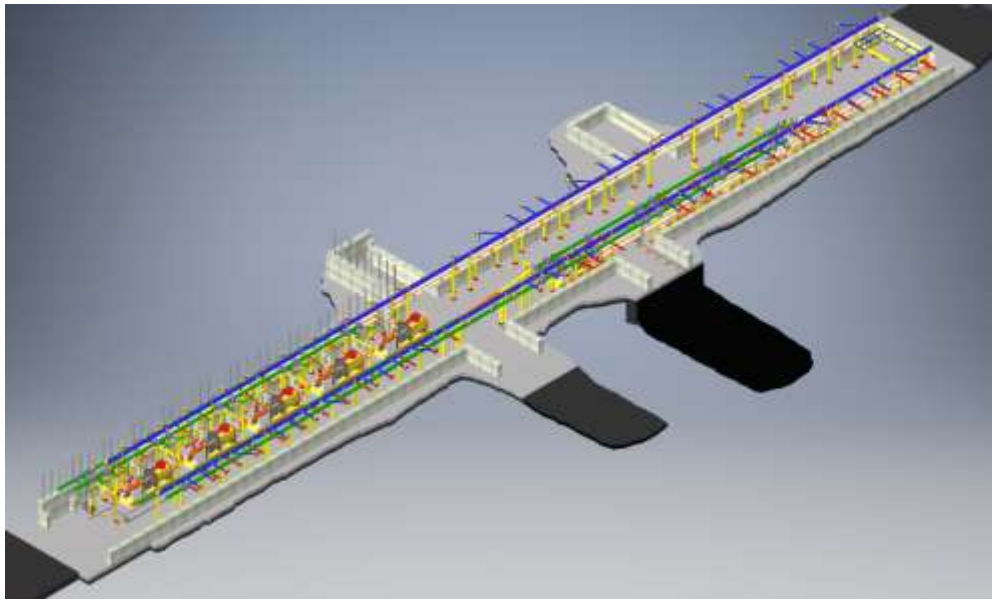


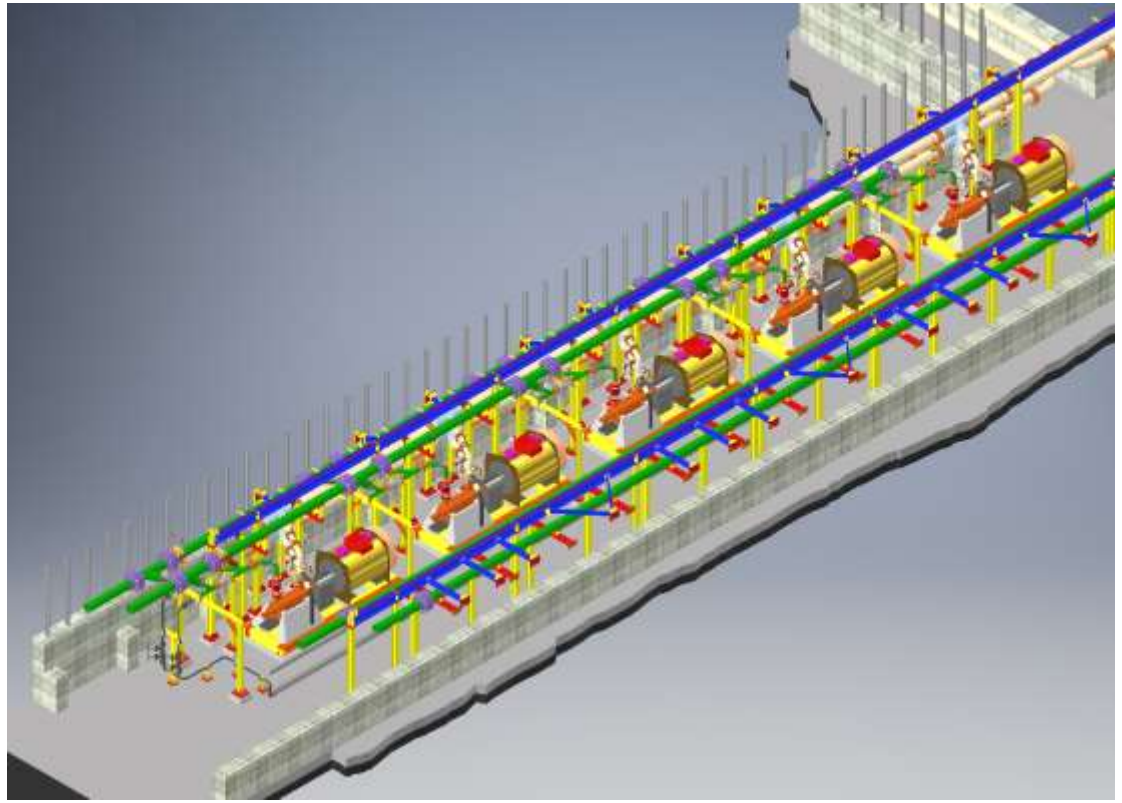
Komora pomp głównego odwadniania

Pompy główne zasilane są w wodę z dwóch niezależnych zbiorników wodnych oraz mają możliwość pompowania wody do dwóch niezależnych rurociągów tłocznych.

Istnieje technologiczna możliwość pompowania dwóch pomp do jednego rurociągu tłocznego.

Komora pomp głównego odwadniania





Komora pomp głównego odwadniania





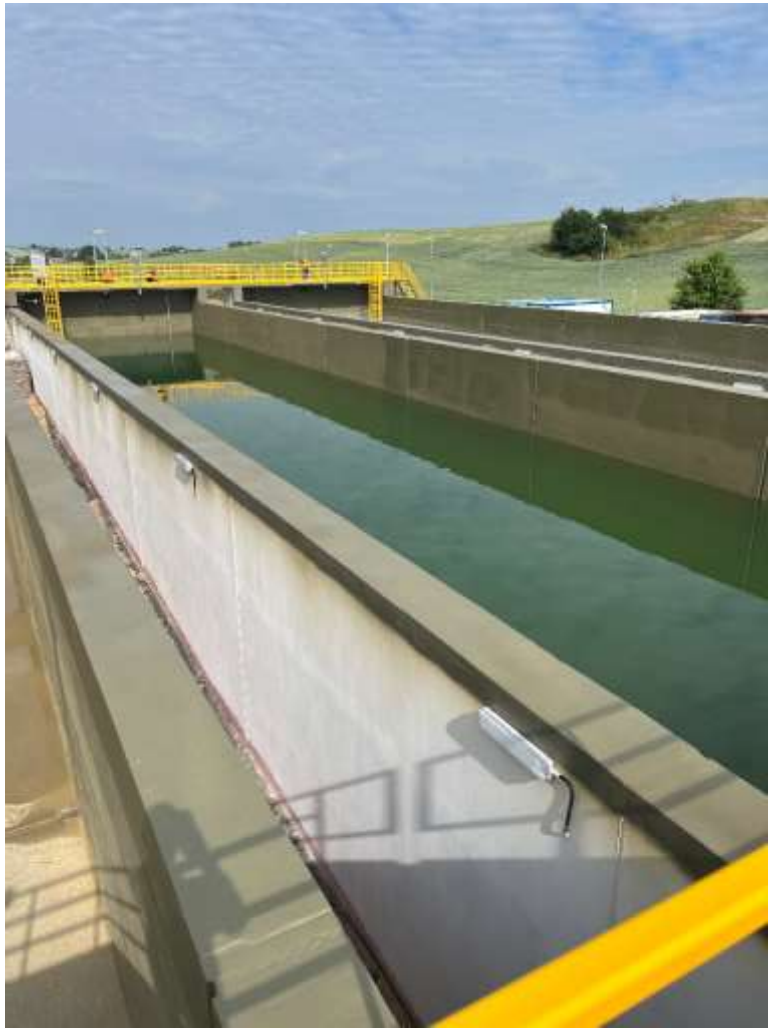
Komora pomp głównego odwadniania



Zbiorniku Układu Głównego Odwadniania w rejonie szybu SW-4

Zbiorniki UiUGO SW-4	Pojemność całkowita	Pojemność czynna
Zbiorniki łącznie	36 108 m^3	26 786 m^3
Zbiorniki dołowe łącznie	26 760 m^3	20 222 m^3
Osadniki wodne 1 – 6	9 180 m^3	5 550 m^3
Klarowniki wodne 1 i 2	15 380 m^3	12 816 m^3
Kolektory wodne 1 i 2	2 200 m^3	1 856 m^3
Zbiorniki buforowe 1 – 4 na powierzchni	9 348 m^3	6 564 m^3

Zbiorniki buforowe na powierzchni





Rozdzielnia elektryczna 10kV ARd-41

- Rozdzielnica typu RDGm-12X:
  - Jednosystemowa
  - Dwusekcyjna
  - 40 pól (po 20 pól na sekcje)
- Kompensacja mocy biernej
- Stacje transformatorowe 630 kVA

Rozdzielnia zapewnia redundancje zasilania oraz możliwość rozruchu jednego zespołu pomp w etapie I i etapie II realizacji.



Linie kablowe 10kV

Łączna długość kabli 10kV zasilających rozdzielnię elektryczną 10kV ARd-41 zabudowanych w szybie – **5040 m**

Łączna długość kabli 10kV zasilających rozdzielnię elektryczną 10kV pod ziemią – **6611 m**

Łączna długość kabli 10kV zasilających rozdzielnię elektryczną 10kV na powierzchni – **900 m**

Dziękuje za uwagę

KGHM CUPRUM

CENTRUM BADAWCZO-ROZWOJOWE

integrity partners

integritypartners.pl

Eksperci Cyfrowej Ewolucji

- Cybersecurity
- Cloud
- Identity Security
- Managed Services



JSW SA

Nieskończone możliwości

jsw.pl



Węgiel metalurgiczny to nieskończony potencjał rozwoju.

POLSKA GRUPA GÓRNICZA

Sposoby utrzymania skrzyżowania ściana-chodnik na przykładzie doświadczeń PGG S.A. Oddział KWK Bolesław Śmiały

XXXIII Szkoła Eksploatacja Podziemnej Kraków 26-28 luty 2024 r.

Informacje ogólne o kopalni





Polska Grupa Górnicza S.A.
Oddział KWK Bolesław Śmiały
43-173 Łaziska Górne
ul. Świętej Barbary 12

KWK Bolesław Śmiały w Łaziskach Górnych jest jedną z najstarszych kopalń w Polsce, Początki zorganizowanej eksploatacji złóż węgla w rejonie Łazisk datuje się od 1779 r., w którym została utworzona kopalnia „Szczęście Henryka". Od tego czasu na terenie Łazisk powstawały liczne kopalnie. W efekcie ich łączenia powstała kopalnia „Zjednoczona Aleksander", od 1945 r. funkcjonująca pod nazwą „Bolesław Śmiały".
Położenie KWK Bolesław Śmiały na terenie:
- miasta Mikołów,
- miasta Orzesze,
- miasta Łaziska Górne,
- gminy Ornontowice.

WSTĘP.

Sposoby utrzymania skrzyżowania ściana-chodnik w strefach pogorszonych warunków górniczo-geologicznych na przykładzie doświadczeń PGG S.A. Oddział KWK Bolesław Śmiały:

1. Ściana 615 w pokładzie 326.
2. Ściana 596 w pokładzie 325/1.

Zagadnienie uwarunkowań i doświadczeń nabranych w trakcie eksploatacji ściany 615 w pokładzie 326, przyczyniły się do przeprowadzenia studium przypadku, celem analizy przyczyn wystąpienia problemów, popełnionych błędów i uzyskanych rezultatów końcowych.

Doświadczenia nabyte podczas eksploatacji ściany 615 w pokładzie 326 pozwoliły opracować skuteczny sposób wzmocnienia obudowy oraz wykonania profilaktyki utrzymania skał stropowych dla ściany 596 w pokładzie 325/1.

Przedstawione rozwiązania w zakresie eksploatacji ścian w złożonych warunkach górniczo-geologicznych stanowią alternatywę do konieczności wykonania dodatkowych robót drążeniowych czy przezbrojenia na nowo wyrobisk eksploatacyjnych.

Czynniki wpływające na problemy utrzymania skrzyżowania ściana-chodnik:

- zaszłości eksploatacyjne (krawędzie),
- zaburzenia geologiczne (strefa uskokowa),
- dodatkowe obciążenie obudowy w rozszerzonej strefie zniszczeń oraz spękań górotworu w sąsiedztwie strefy uskokowej,
- obniżona wytrzymałość skał stropowych,
- zwolniony postęp dobowy ściany powodujący wyprzedzenie ciśnień eksploatacyjnych przed front ściany.

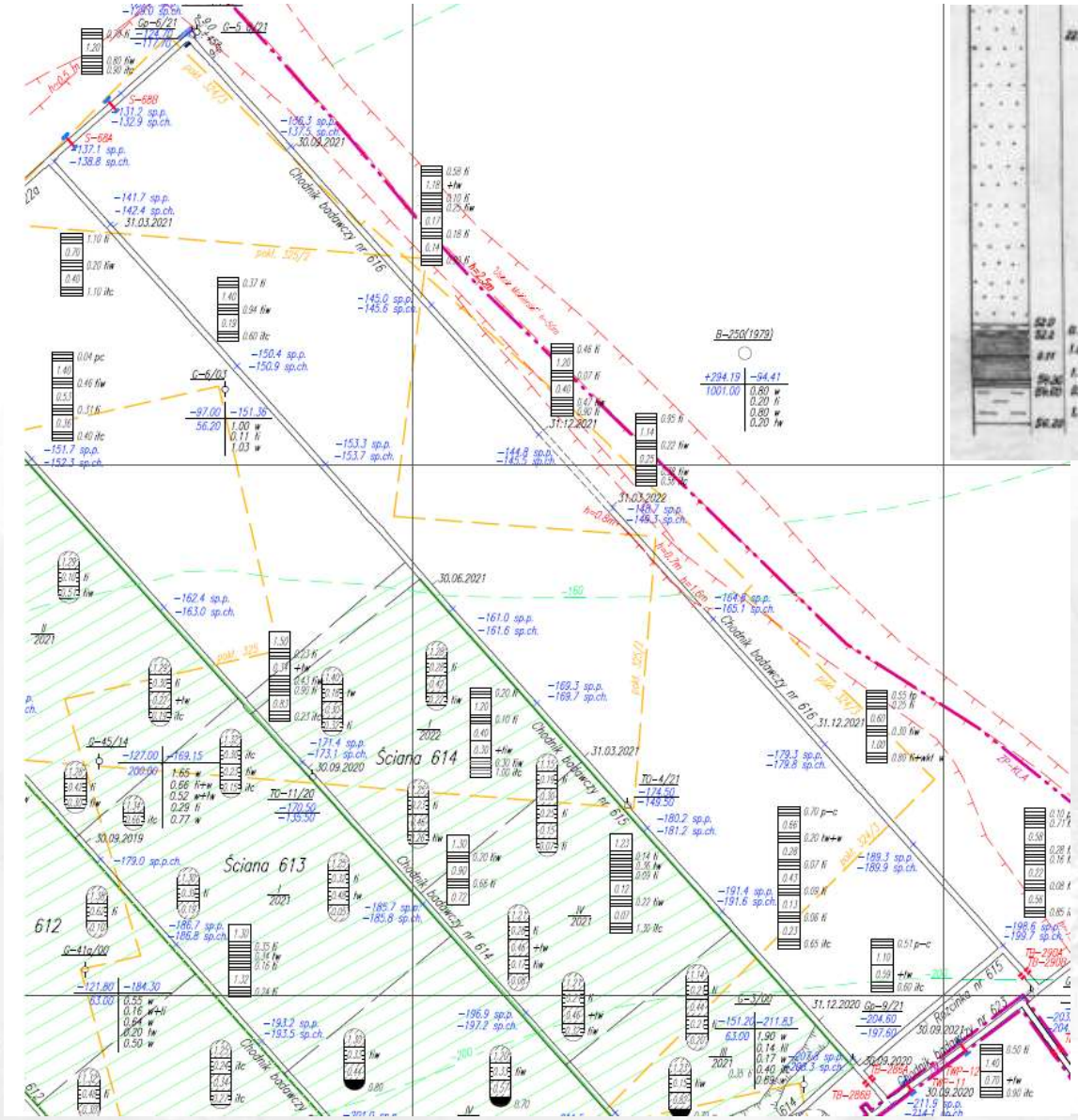
Podstawowe warunki górniczo-geologiczne

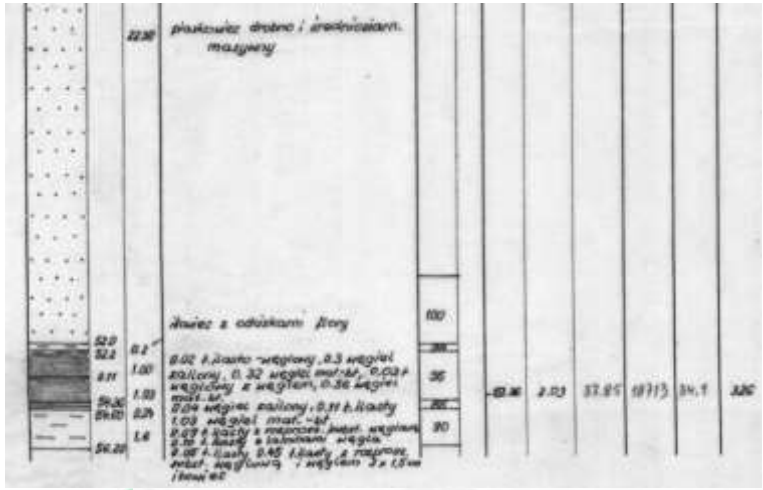
Warunki górniczo-geologiczne	Ściana 615 w pokładzie 326	Ściana 596 w pokładzie 325/1
Głębokość zalegania	420÷500m	630÷660m
Nachylenia pokładu	średnio 8^0	średnio 6-8^0
Wpływ eksploatacji w sąsiednich pokładach	Eksploatacja w pokładzie 325/2 w odległości pionowej 30-35 m nad pokładem Eksploatacja w pokładzie 324/3 w odległości pionowej 95÷100 m nad pokładem	Nie prowadzono
Zaburzenia geologiczne	Strefa uskoku o zrzucie od 0,9 do 1,3 m. Uskok ten charakteryzował się niewielkim nachyleniem płaszczyzny uskokowej wynoszącym około 25^0. Pokład 326 w bezpośrednim sąsiedztwie strefy uskoku był zredukowany do 0,6-0,8m.	Uskoki o zrzutach 0,4÷1,3m
Wytrzymałość skał	Rc węgla wynosi 14,5-20,0 MPa, Rc iłowców wynosi 26-48 MPa, Rc piaskowców wynosi 31-83 MPa. Znaczne obniżenie wytrzymałość skał stropowych w strefie uskokowej.	Rc węgla wynosi 19,5-24,0 MPa, Rc iłowców wynosi 31,7-48,7 MPa, Rc piaskowców wynosi 36-48 MPa. Obniżenie wytrzymałość skał stropowych w strefie uskokowej.

Dodatkowe uwarunkowania techniczne

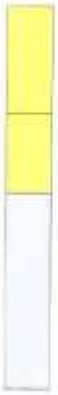
Uwarunkowania techniczne	Ściana 615 w pokładzie 326	Ściana 596 w pokładzie 325/1
Utrzymanie chodnika za frontem ściany	TAK. Konieczność utrzymania ch. bad. nr 616 za frontem ściany dla odstawy urobku.	TAK. Konieczność utrzymania ch. bad. nr 598b za frontem ściany na odcinku do 30m, dla odcinka biernego trasy przenośnika zgrzebłowego podścianowego.

Ściana 615 w pokładzie 326





Profil geologiczny skał stropowych pokładu 326
w **chodniku badawczym 616**
nr wg otworu **Gp-2/23**
skala 1:100

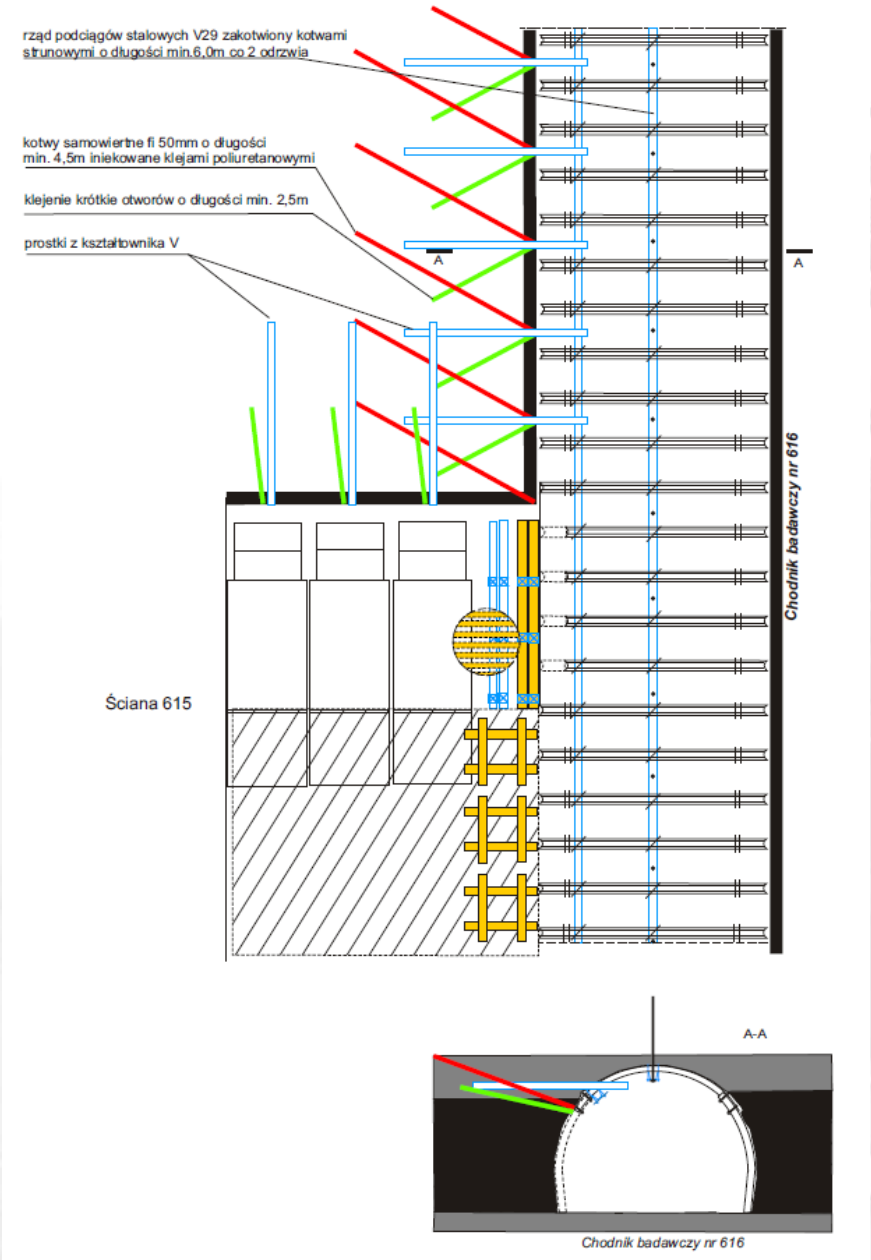


2,9m łupek piaszczysty *(odcinek bez badań penetrometrem)*

2,0m łupek piaszczysty *(odcinek badany penetrometrem)*

5,0m łupek ilasty z wkładkami łupku piaszczystego *(odcinek badany penetrometrem)*

Ściana 615 w pokładzie 326 – profilaktyka etap I

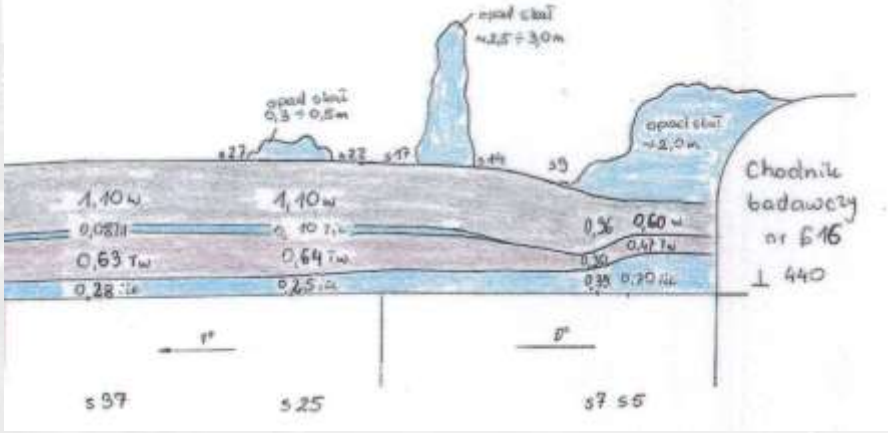


Zastosowana profilaktyka i wzmocnienia obudowy:

- rząd podciągów stalowych V29 zakotwiony kotwami strunowymi o długości 6m,
- korytkowanie wyprzedzające z ociosu chodnika oraz ze ściany,
- kotwy samowiertne z iniekcją skał na wyprzedzeniu,
- klejenie otworami krótkimi i długimi wykonywane z ociosu chodnika oraz ze ściany.

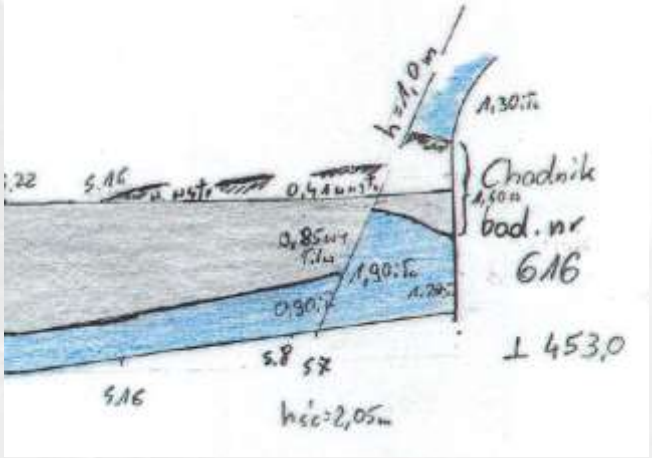
Ściana 615 w pokładzie 326



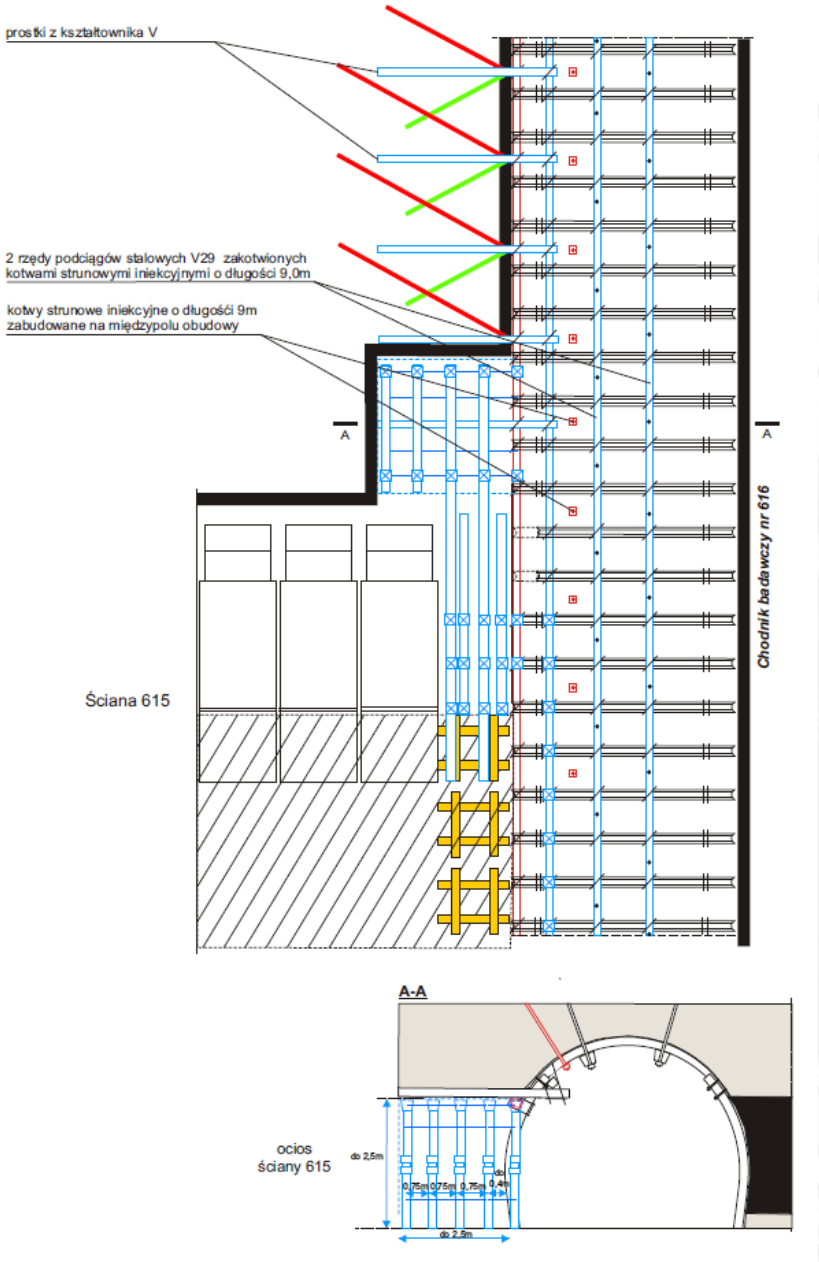


Ściana 615 w pokładzie 326





Ściana 615 w pokładzie 326 – profilaktyka etap II

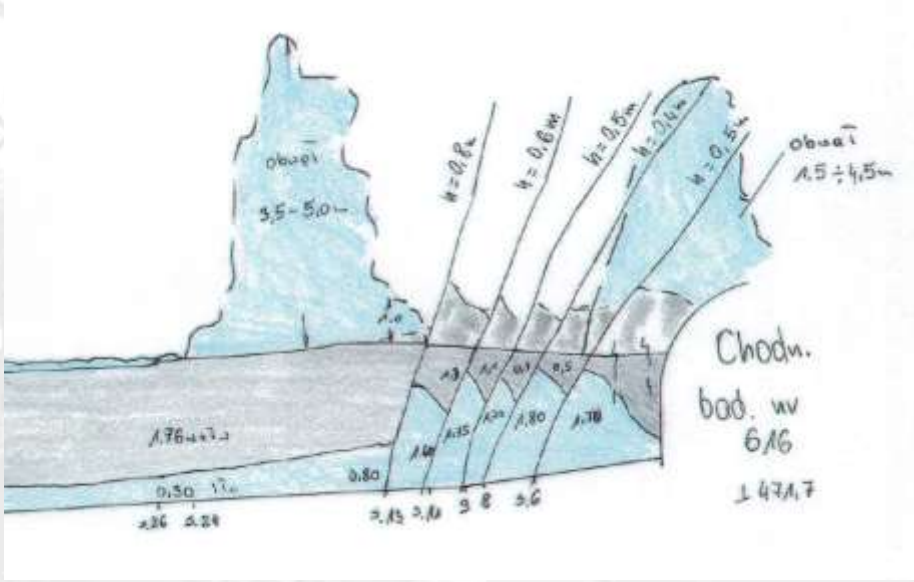


Zastosowana profilaktyka i wzmocnienia obudowy:

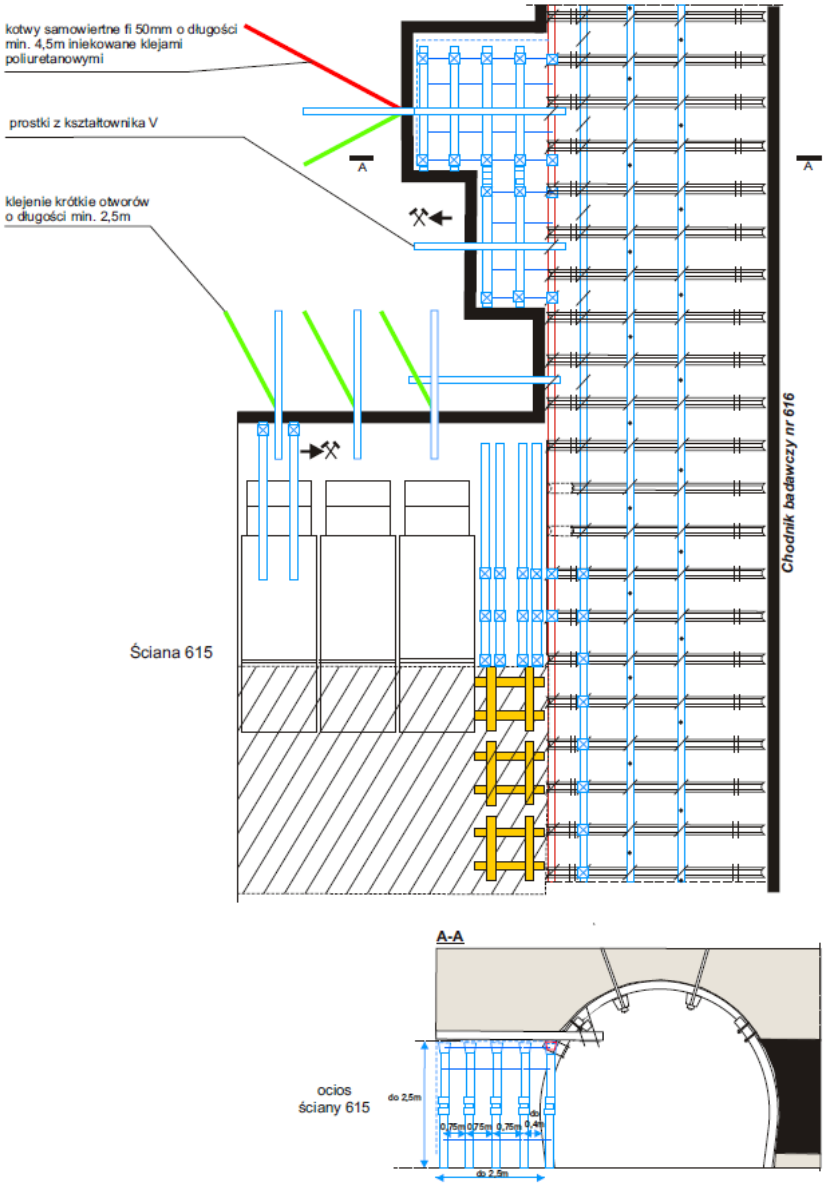
- 2 rzędy podciągów stalowych V29 zakotwione kotwami strunowymi iniekcyjnymi o długości 9m,
- rząd kotew strunowych iniekcyjnych o długości 9m,
- zabudowa wyprzedzającej wnęki technologicznej z kształtownika min. V29,
- korytkowanie wyprzedzające z ociosu chodnika,
- kotwy samowiertne z iniekcją skał na wyprzedzeniu
- klejenie otworami krótkimi i długimi wykonywane z ociosu chodnika oraz ze ściany.

Ściana 615 w pokładzie 326





Ściana 615 w pokładzie 326 – profilaktyka etap III



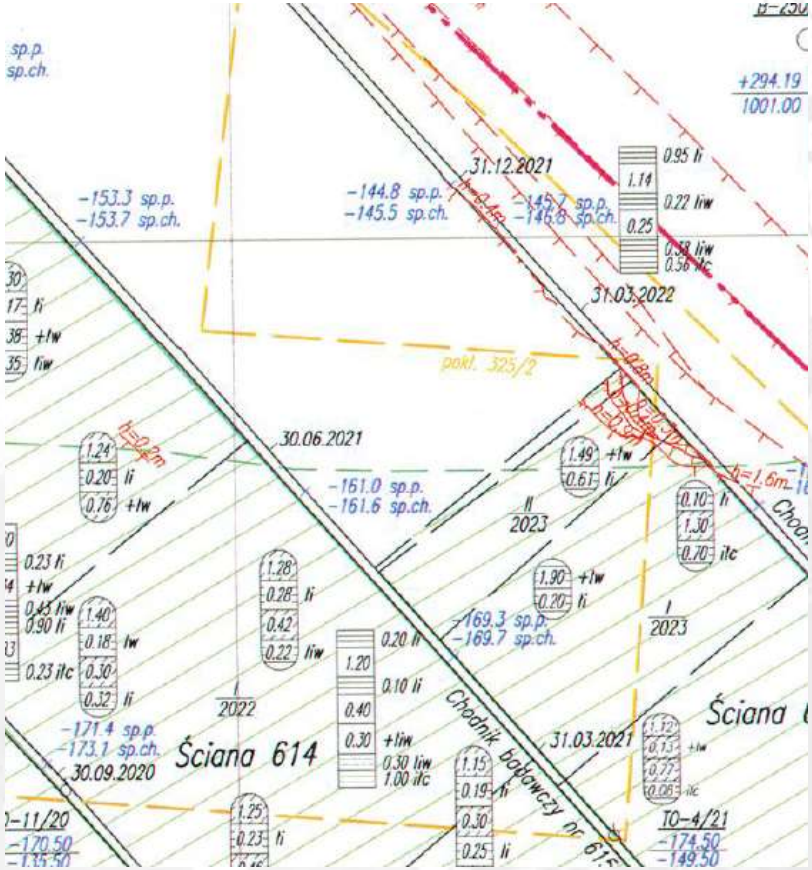
Zastosowana profilaktyka i wzmocnienia obudowy:

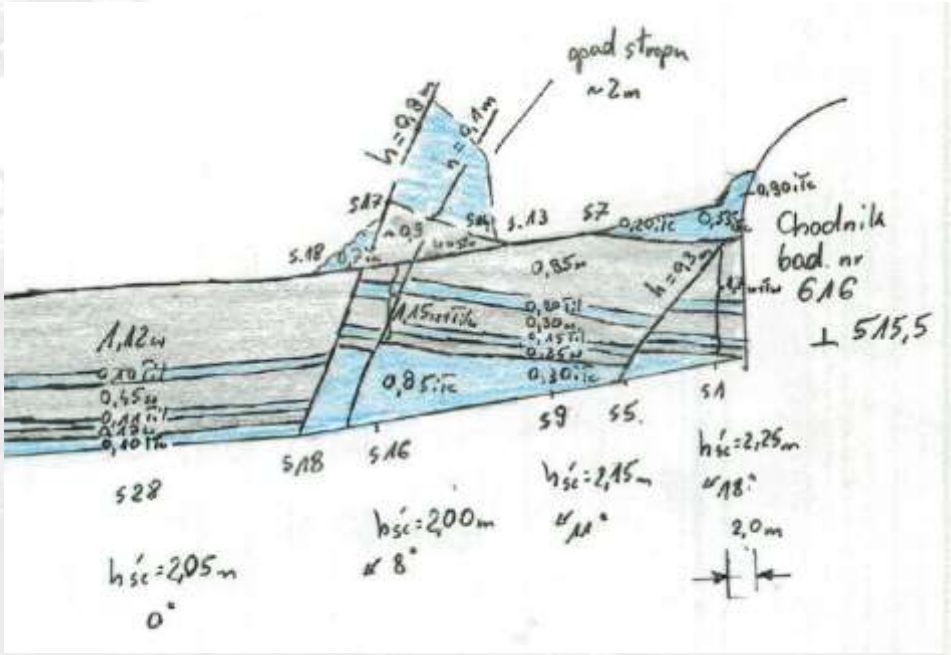
- konieczność wykonania obcinki ściany na odcinku od sekcji nr 1 do sekcji nr 10 z wykonaniem sztucznego stropu (worki typu big bag z pianami poliuretanowymi oraz wykładka drewniana)
- korytkowanie wyprzedzające z ociosu chodnika i ze ściany,
- kotwy samowiertne z iniekcją skał na wyprzedzeniu
- klejenie otworami krótkimi i długimi wykonywane z ociosu chodnika oraz ze ściany.

Ściana 615 w pokładzie 326

Miesiąc	Postęp miesięczny [m]	Uwagi
03-04.2023	24	
05.2023	40	Obcinka odcinka ściany oraz rozpoczęcie prowadzenia wnęki technologicznej przed frontem ściany 615
06.2023	50	
07.2023	75	
08.2023	100	
09.2023	115	
10.2023	145	

Ściana 615 w pokładzie 326





Porównanie niezbędnych robót górniczych i kosztów ogólnych w kontekście dalszej eksploatacji pola ściany 615:

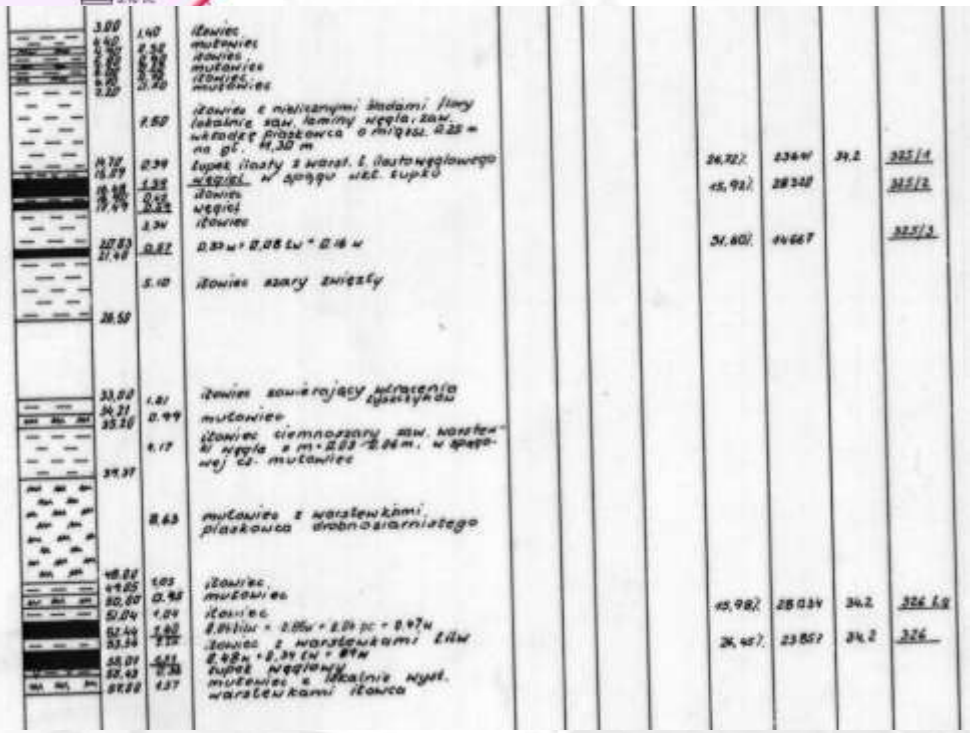
1. Obcinka ściany + wykonanie wnęki technologicznej przed frontem ściany:
   - 7 dni wykonania obcinki ściany 615,
   - 30 dni prowadzenia wnęki technologicznej przed frontem ściany.

2. Przezbrojenie ściany:
   - wydrążenie rozcinki rozruchowej,
   - montaż odstawy urobku (5 przenośników taśmowych),
   - przezbrojenie ściany,
   - utrata zdolności produkcyjnych przez okres 2 miesięcy.

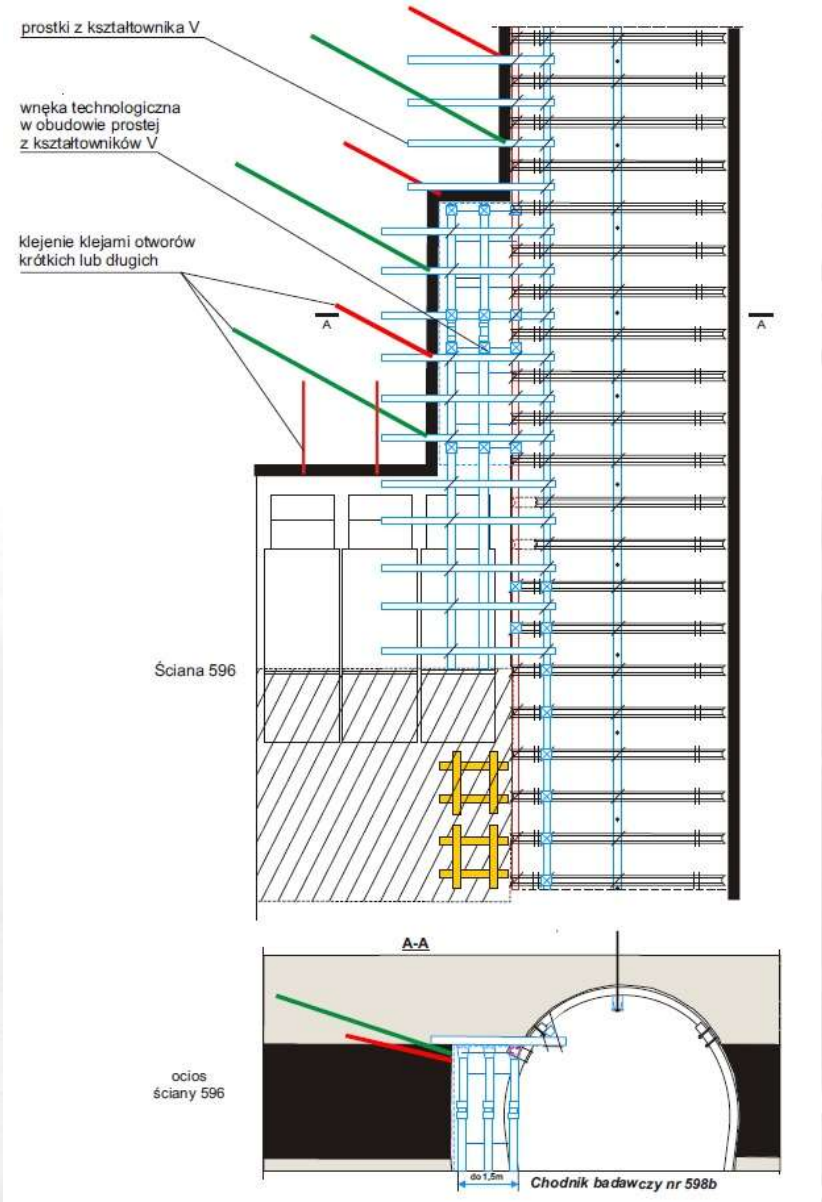
Analiza kosztów wykonania poszczególnych wariantów dalszej eksploatacji ściany 615 wykazała, że koszt wykonania przezbrojenia ściany byłby ok. 60-krotnie droższy.

Ściana 596 w pokładzie 325/1





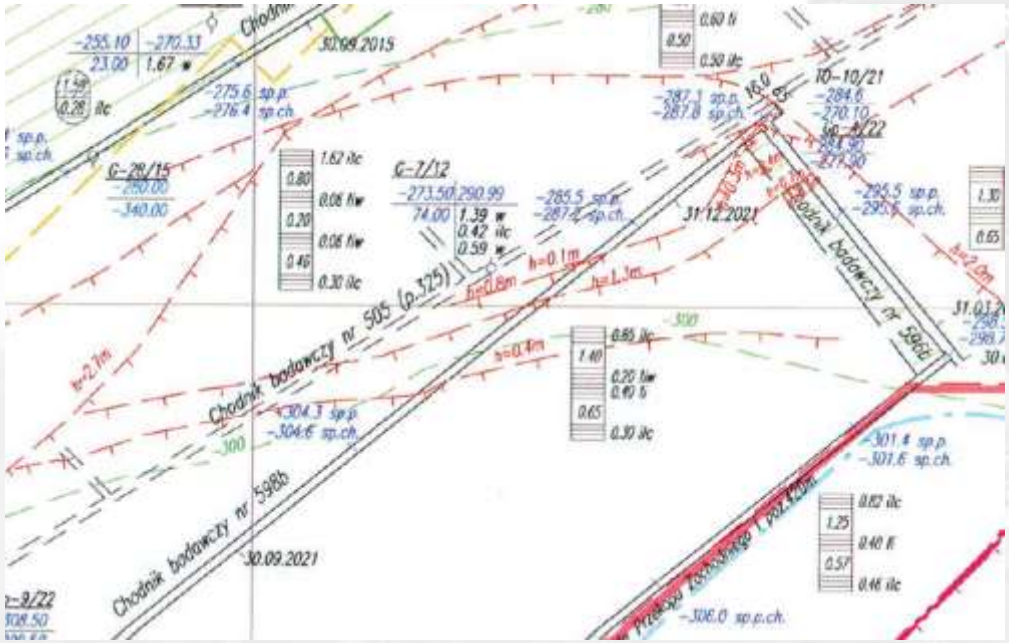
Ściana 596 w pokładzie 325/1 – profilaktyka etap I

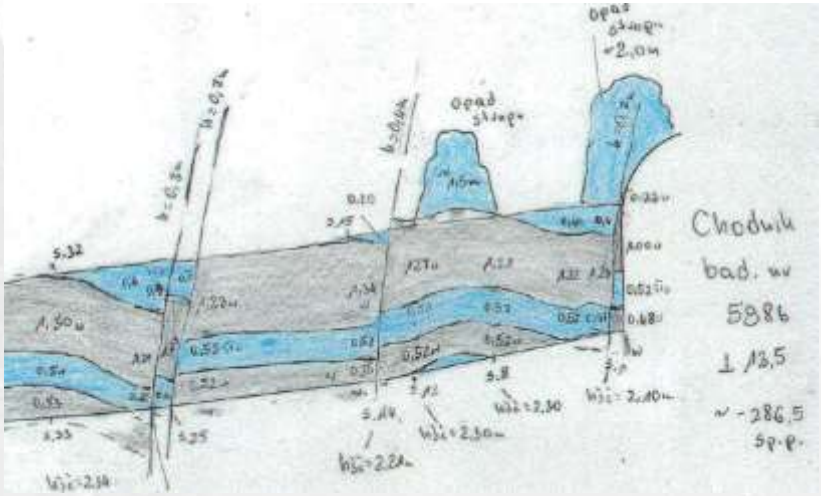


Zastosowana profilaktyka i wzmocnienia obudowy:

- zabudowa wyprzedzającej wnęki technologicznej z kształtownika min. V29,
- korytkowanie wyprzedzające z ociosu chodnika oraz ze ściany,
- kotwy samowiertne z iniekcją skał na wyprzedzeniu
- klejenie otworami krótkimi i długimi wykonywane z ociosu chodnika oraz ze ściany.

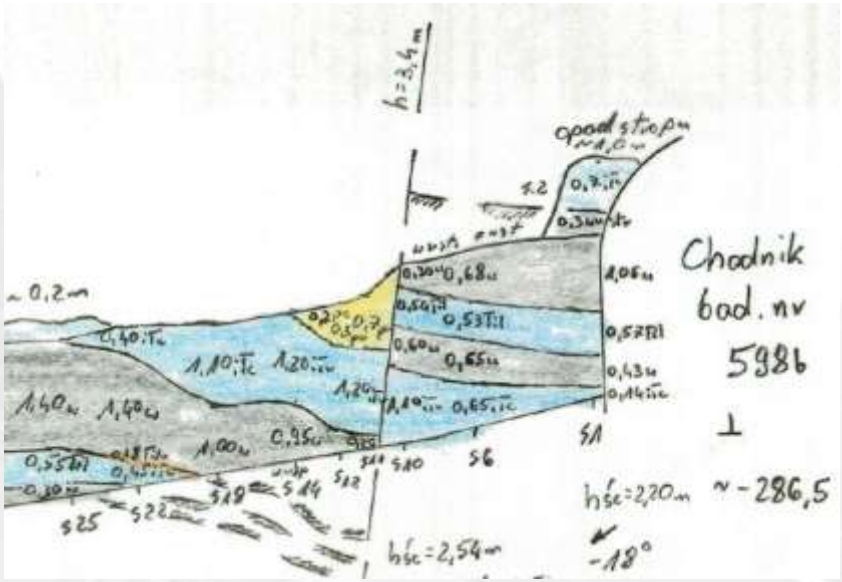
Ściana 596 w pokładzie 325/1





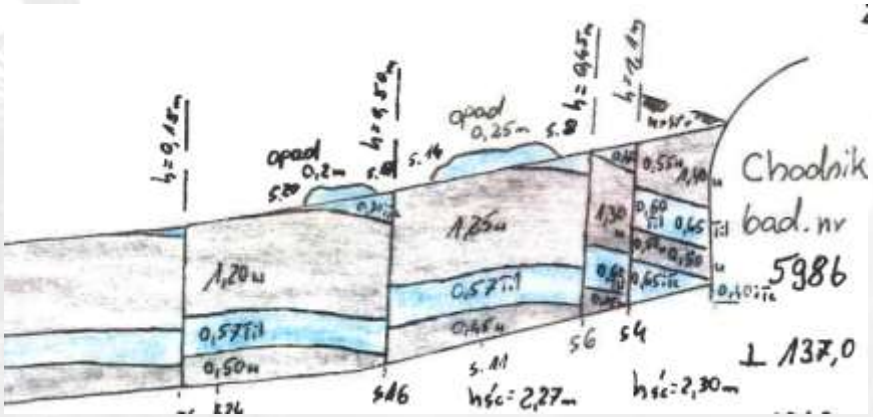
Ściana 596 w pokładzie 325/1





Ściana 596 w pokładzie 325/1





Wnioski:

1. Zastosowanie wyprzedzających wnęk technologicznych z ociosu chodnika przyścianowego pozwoliło na:

- **ograniczenie otwarcia stropu na skrzyżowaniu ściana-chodnik,**
- **wykonanie precyzyjnej i skutecznej profilaktyki utrzymania skał stropowych.**

2. Wprowadzenie wysokiego kotwienia rozszerzonego o iniekcję skał a także dodatkowej profilaktyki wyprzedzającej pozwala na skuteczne utrzymanie skał stropowych i ograniczenie dodatkowego obciążenia obudowy skrzyżowania ściana-chodnik, co miało kluczowe znaczenie dla utrzymania wyrobisk za frontem ścian.

3. Właściwy dobór systemu wzmocnienia obudowy skrzyżowania ściana-chodnik wymaga:

- **ciągłej kontroli skuteczności działania,**
- **bieżącej analizy warunków górniczo-geologicznych i technicznych,**
- **monitoringu skuteczności kotwienia,**
- **wykonywania dodatkowych badań np. penetrometrycznych, endoskopowych.**

4. Przedstawione rozwiązania w zakresie eksploatacji ścian w złożonych warunkach górniczo-geologicznych stanowią alternatywę do konieczności wykonania dodatkowych wyrobisk drążeniowych czy przezbrojenia wyrobisk eksploatacyjnych.

DZIĘKUJĘMY ZA UWAGĘ



PRZYSZŁOŚĆ JEST

Z MIEDZI

Globalny lider w produkcji miedzi i srebra. Gigant, wizjoner odkrywca w branży wydobywczej i produkcyjnej. Od ponad 60 lat wydobywamy i przetwarzamy cenne zasoby ziemi, skutecznie budując pozycję lidera branży. Dzięki wiedzy i doświadczeniu naszych pracowników tworzymy produkty, które umożliwiają zrównoważony rozwój świata.

www.kghm.com



KGHM
POLSKA MIEDŹ



Your technology partner

Zdalnie zarządzane zautomatyzowanymi systemami ścianowymi, uzyskiwane w czasie rzeczywistym dane operacyjne i wizualizacje zapewniają produktywne, bezpieczne i niezawodne środowisko pracy w ścianie. Współpracujemy z Tobą na zasadach partnerskich, aby pomóc w osiągnięciu nawet najbardziej wymagających celów.

Scan to learn more

Jeśli chcesz uzyskać więcej informacji na temat innowacji i technologii naszej firmy, odwiedź naszą stronę internetową: **komatsu.com/longwall**

KOMATSU
Creating value **together**

© 2022 Komatsu Ltd. or one of its subsidiaries. All rights reserved.

Państwowy Instytut Badawczy

Ocena wpływu złożonej niepewności pomiaru objętości metanu odprowadzanej szybem wentylacyjnym na wielkość emisji do atmosfery w polskim górnictwie węgla kamiennego

HR EXCELLENCE IN RESEARCH

Dr inż. Henryk Koptoń
Zakład Aerologii Górniczej

Plan prezentacji

1. Wprowadzenie
2. Metodyka pomiarów wydatku prądu powietrza i stężenia metanu w szybie wentylacyjnym
3. Określenie złożonej niepewności pomiarowej objętości metanu odprowadzanej szybem wentylacyjnym
4. Ocena wpływu niepewności pomiarowej na wielkość emisji metanu z szybu wentylacyjnego do atmosfery
5. Podsumowanie

Obieg danych dotyczących emisji metanu z kopalń węgla

- **Kopalnia**
- **OUG**
- **WUG**

Zgodnie z Ustawą z dnia 17 lipca 2009 r. o systemie zarządzania emisjami gazów cieplarnianych i innych substancji (tj. Dz. U. 2020 poz. 1077, z późn. zm.) jednostką odpowiedzialną za opracowywanie krajowej inwentaryzacji emisji gazów cieplarnianych na potrzeby Unii Europejskiej jest KOBIZE

- **KOBIZE - Krajowy Ośrodek Bilansowania i Zarządzania Emisjami (KOBIZE) w Instytucie Ochrony Środowiska – Państwowym Instytucie Badawczym**

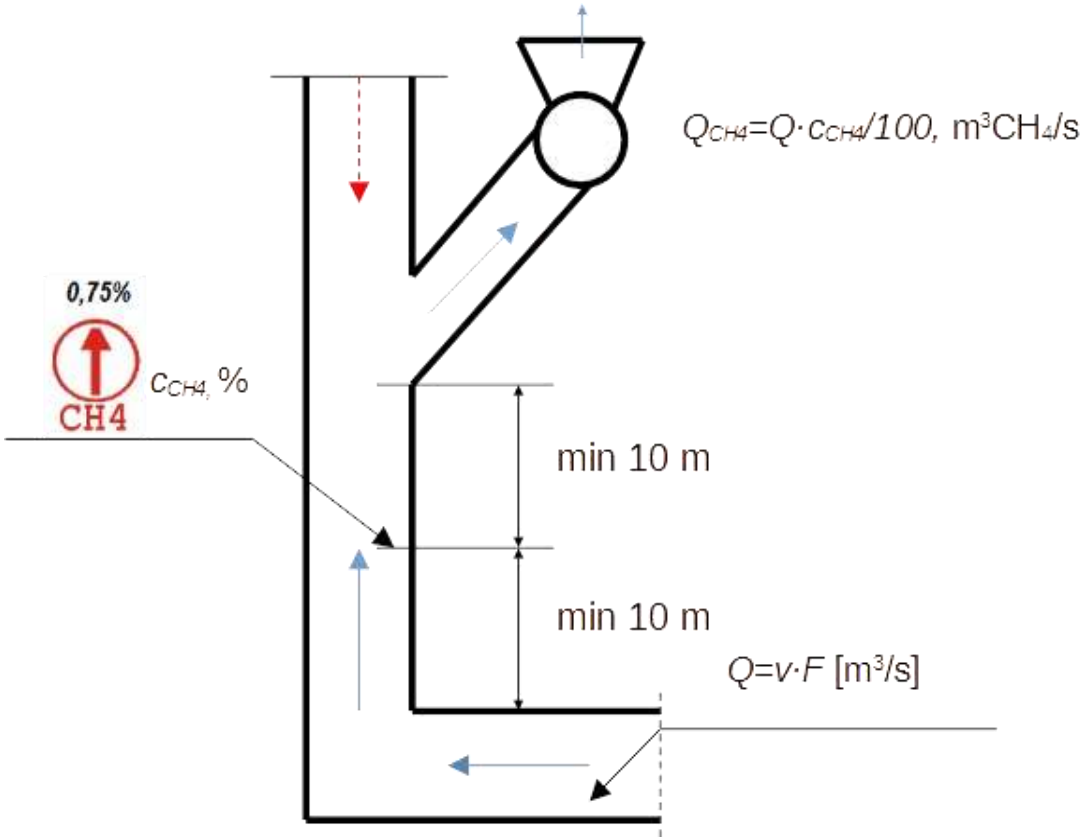
Zgodnie z IPCC:2006 IPCC Guidelines for National Greenhouse Gas Inventories

- **Projekt Wniosku Rozporządzenia Parlamentu Europejskiego I Rady w sprawie redukcji emisji metanu w sektorze energetycznym oraz zmieniającego rozporządzenie (UE) 2019/942.**

Rozporządzenie to, przewiduje wnoszenie opłat za ponadnormatywną emisję metanu do powietrza atmosferycznego (tzw. metanu wentylacyjnego). W tej sytuacji, dokładność pomiarów obliczania emisji metanu ma istotne znaczenie z ekonomicznego punktu widzenia. W niniejszej publikacji w uproszczeniu przedstawiono niepewność pomiarową przy estymacji emisji metanu z szybu wentylacyjnego.

Metodyka pomiarów wydatku prądu powietrza i stężenia metanu w szybie wentylacyjnym

Schemat ideowy pomiaru emisji metanu z szybu wentylacyjnego



Określenie złożonej niepewności pomiarowej objętości metanu odprowadzanej szybem wentylacyjnym

Określenie strumienia objętości metanu przepływającego w wyrobisku należy do grupy pomiarów złożonych, w związku z czym na jego wartość wpływają wartości pomiarów więcej niż jednej wartości wielkości fizycznej. Wartość strumienia objętości metanu w przypadku zastosowanej metody pomiarowej zapisana jest zależnością:

$$Q_{CH_4} = 0{,}01 Q c_{CH_4}$$

gdzie:

Q - strumienia objętości powietrza, m^3/s

C_{CH_4} - średnie stężenie metanu w przekroju pomiarowym, %.

Strumień objętości powietrza *Q* zależy od wielkości przekroju wyrobiska *F* i prędkości przepływu *v*. Zakładając, że wyrobisko jest wykonane w obudowie ŁP o szerokości *a* i wysokości *b*, jego przekrój w uproszczeniu można przedstawić:

$$F = 0{,}8ab, \text{ m}^2$$

Zatem,

$$Q = 0{,}8abv, \text{ m}^3/\text{s}$$

Określenie złożonej niepewności pomiarowej objętości metanu odprowadzanej szybem wentylacyjnym

Opierając się na powyższych zależnościach, wariancja złożona strumienia objętości metanu $u^2(Q_{CH_4})$ wyniesie:

$$u^2(Q_{CH_4}) = {Q_{CH_4}}^2 \left\{ \left[\frac{u(v)}{v}\right]^2 + \left[\frac{u(a)}{a}\right]^2 + \left[\frac{u(b)}{b}\right]^2 + \left[\frac{u(c_{CH_4})}{c_{CH_4}}\right]^2 \right\}$$

gdzie:

$u(v)$ – niepewność pomiaru prędkości objętości powietrza,

$u(a)$ – niepewność pomiaru szerokości wyrobiska,

$u(b)$ – niepewność pomiaru wysokości wyrobiska,

$u(c_{CH_4})$ – niepewność pomiaru średniego stężenia metanu w przekroju pomiarowym.

Przyjmując w zaokrągleniu współczynnik rozszerzenia *k*=2 (jego wartość przy założeniu rozkładu normalnego wielkości mierzonej, dla poziomu ufności 95%, jest równa 1,96), zależność na rozszerzoną niepewność pomiaru strumienia metanu może być wyrażona następująco:

$$U(Q_{CH_4}) = 2Q_{CH_4} \sqrt{\left[\frac{u(v)}{v}\right]^2 + \left[\frac{u(a)}{a}\right]^2 + \left[\frac{u(b)}{b}\right]^2 \left[\frac{u(c_{CH_4})}{c_{CH4}}\right]^2}$$

Określenie złożonej niepewności pomiarowej objętości metanu odprowadzanej szybem wentylacyjnym

Zakładając w przykładowym modelu pomiarowym, że:
v=9,45 m/s,
a=6,5 m,
b=4,5 m,
c_{CH4}=0,28%,
to wydatek prądu powietrza płynącego na szyb wentylacyjny wyniesie 221,1 m^3/s a wartość strumienia objętości metanu wyniesie $Q_{CH_4} = 0{,}62$ m^3/s = 37,2 m^3/min.
Jednocześnie złożona rozszerzona niepewność pomiarowa strumienia objętości metanu płynącego szybem wentylacyjnym w analizowanym przypadku wyniesie:

$$U(Q_{CH_4}) = 1{,}24\sqrt{\left[\frac{0{,}130}{9{,}45}\right]^2 + \left[\frac{0{,}003}{6{,}5}\right]^2 + \left[\frac{0{,}003}{4{,}5}\right]^2 + \left[\frac{0{,}033}{0{,}28}\right]^2} = 0{,}147 \text{ m}^3/\text{s}$$

Względna niepewność pomiarowa strumienia objętości metanu płynącego szybem wyniesie:

$$\frac{U(Q_{CH_4})}{(Q_{CH_4})}100\% = u(Q_{CH_4}100\%) = 23{,}71\%$$

Zatem można zapisać, że w analizowanym przypadku:
Q_{CH_4} = (0,62± 0,147) m^3/s = (37,2±8,8) m^3/min.

Ocena wpływu niepewności pomiarowej na wielkość emisji metanu z szybu wentylacyjnego do atmosfery

Z przeprowadzonych obliczeń niepewności pomiarowej wynika, że w analizowanym przypadku względna niepewność pomiarowa wynosi 23,7%. Jednakże przy mniejszej zawartości metanu np. 0,1% zamiast 0,28% względna niepewność pomiarowa wzrośnie do 66,1% (przy pozostałych niepewnościach cząstkowych bez zmian).

W opracowywanych raportach dotyczących emisji metanu za dany rok operuje się jednostkami mln m^3CH_4/rok. Zatem dla analizowanego przypadku wartość strumienia objętości metanu odprowadzanego szybem wentylacyjnym w skali roku wyniesie:

$$Q_{CH_4} = \textbf{(18 748800 ± 4 435 200) mln m}^3\textbf{/rok!}$$

Z powyższych wyliczeń w skali roku wynika, jak ważnym w estymacji emisji metanu z szybów wentylacyjnych stają się zagadnienia wyznaczania niepewności pomiarów.

Zgodnie z zaleceniami Międzynarodowego Biura Miar (JCGM GUM 6.2020), niepewność pomiaru jest miarą jakości wyniku pomiaru.

Podsumowanie

- Istotność dokładnego obliczania emisji metanu, a w szczególności emisji metanu szybami wentylacyjnymi do powietrza atmosferycznego polega na tym, że w projekcie Wniosku Rozporządzenia Parlamentu Europejskiego I Rady w sprawie redukcji emisji metanu w sektorze energetycznym oraz zmieniającego rozporządzenie (UE) 2019/942. Rozporządzenie to, przewiduje wnoszenie opłat za ponadnormatywną emisję metanu do powietrza atmosferycznego (tzw. metanu wentylacyjnego). W tej sytuacji, dokładność pomiarów obliczania emisji metanu ma istotne znaczenie z ekonomicznego punktu widzenia.

Podsumowanie

- Dla poprawności estymacji emisji metanu do atmosfery z szybu wentylacyjnego niepewność pomiaru jest bardzo istotna, jednak trzeba zaznaczyć, że wielkość tej niepewności jest zależna od dokładności wykonywanych pomiarów poszczególnych parametrów: prędkości powietrza, przekroju wyrobiska i stężenia metanu.

Dlatego też:

- W zakresie zwiększenia dokładności pomiaru prędkości korzystnym byłoby zastosowanie pomiaru wielopunktowego z wykorzystaniem metody triangulacji liniowej, która polega na przybliżeniu rozkładu prędkości powierzchniami, których rzutami na płaszczyznę przekroju pomiarowego są trójkąty, na które podzielono pole tego przekroju.
- W zakresie zwiększenia dokładności pomiaru pola przekroju wyrobiska na stacji pomiarowej korzystnym byłoby wykorzystanie nowoczesnych przyrządów optycznych, np. dalmierzy laserowych, czy tez skanerów laserowych 3D,
- W zakresie pomiaru niskich zawartości metanu (szczególnie poniżej 0,25%) korzystnym byłoby wykorzystanie urządzeń pomiarowych o większej dokładności.

Dziękuję za uwagę

hkopton@gig.eu

Łukasiewicz
Instytut Technik
Innowacyjnych
EMAG

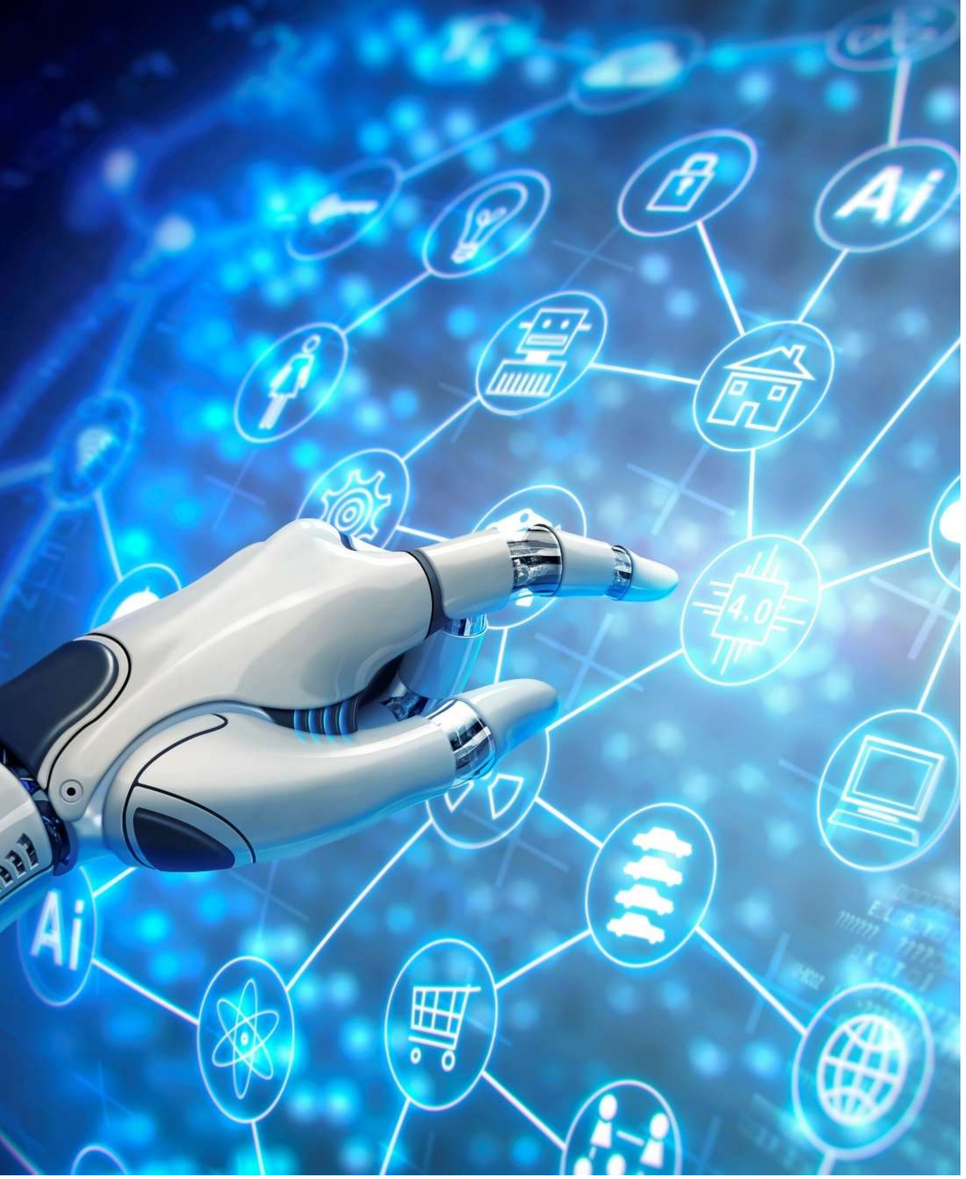
Dedykowany SOC dla OT
Czemu nie sprawdzają się rozwiązania ze świata IT

Artur Kozłowski, Michał Chrobak, Dariusz Rogowski
26.02.2024 r.

Agenda

- **Obszary kompetencji Łukasiewicz – EMAG**
- **Zespoły cyberbezpieczeństwa**
- **Centrum Usług Cyberbezpieczeństwa Łukasiewicz-EMAG**
- **Usługi CUBE**
- **ITSEF - IT Security Evaluation Facility**
- **ITSEF - branże**
- **Podejście IT do Bezpieczeństwa**
- **Czemu podejście IT nie pasuje do OT?**
- **Jak powinien działać SOC OT?**

Łukasiewicz
EMAG



Obszary kompetencji Łukasiewicz – EMAG

- **Cyberbezpieczeństwo**
- AI, Predykcja, Systemy wspomagania decyzji
- Cyfrowe Usługi Publiczne
- IoT, Przemysł 4.0
- *Dostępność Plus*
- Badania i certyfikacja

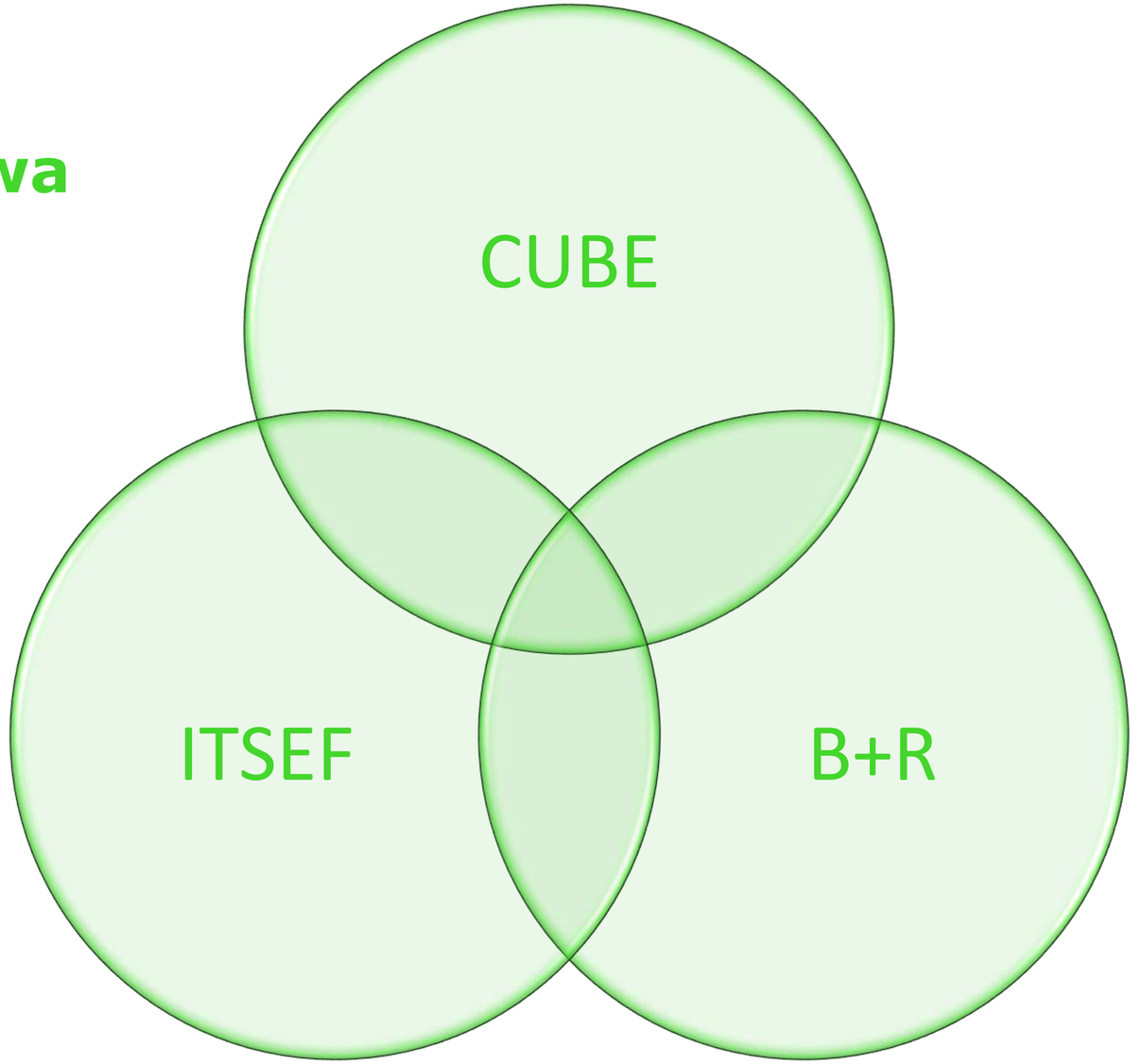
Łukasiewicz
EMAG

Zespoły cyberbezpieczeństwa

Cyberbezpieczeństwo w Łukasiewicz-EMAG jest rozwijane kompleksowo:

- Komercyjne usługi SOC (CUBE)
- Prace badawczo-rozwojowe
- Certyfikacja produktów (ITSEF)

Transfer wiedzy między zespołami



Łukasiewicz
EMAG

Centrum Usług Cyberbezpieczeństwa Łukasiewicz-EMAG

Dedykowany dział - CUBE

Analitycy SOC

Audytorzy wiodący norm ISO związanych z bezpieczeństwem

Przetwarzanie informacji niejawnych

Pentesterzy

Socjotechnicy

Administrowanie systemami ochrony fizycznej

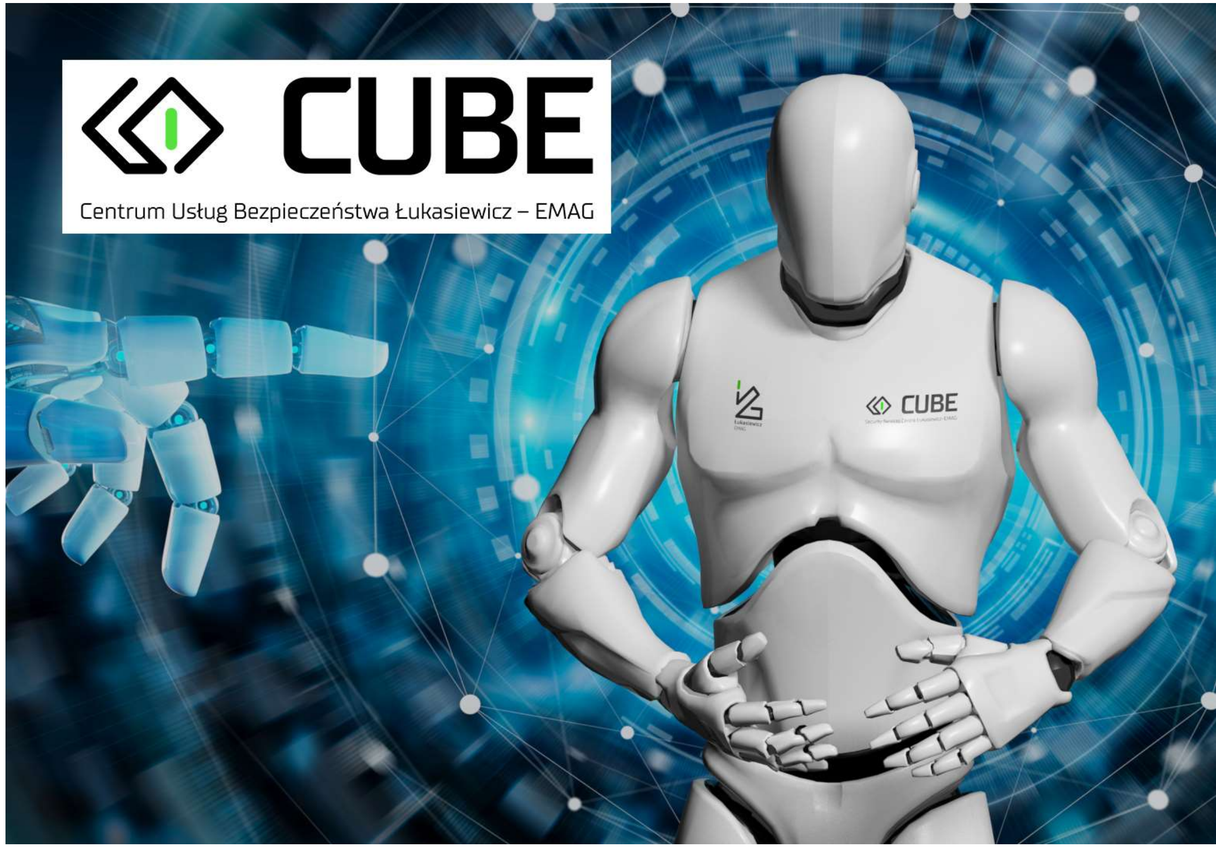
Realizacja szeregu usług z różnych obszarów bezpieczeństwa

kompleksowa ochrona

minimalizowanie ilości słabych punktów

Łukasiewicz
EMAG

Usługi CUBE



- **Security Operation Center (24/7/365)**
- Audyty bezpieczeństwa (ISO, KRI, KSC)
- Testy penetracyjne
- Testy socjotechniczne
- Wdrażanie normy ISO 27001
- Szkolenia akredytowane przez Offensive Security
- Szkolenia z cyberbezpieczeństwa i cyber awareness

Łukasiewicz
EMAG

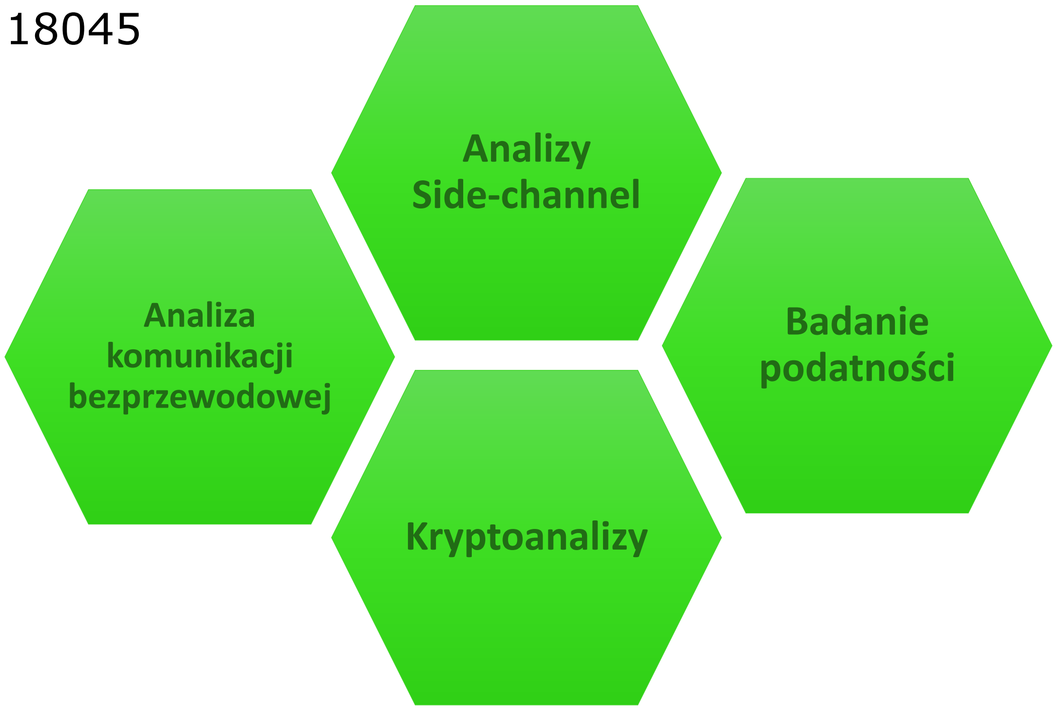
ITSEF - IT Security Evaluation Facility

Ocena bezpieczeństwa produktów teleinformatycznych:

- Common Criteria (EAL 1-4) - ISO/IEC 15408 i 18045
- Lekkie programy certyfikacji (do 50 dni)

Oceny bezpieczeństwa:

- Oprogramowanie
- Urządzenia i systemy teleinformatyczne
- Wyroby i wyposażenie elektroniczne



Łukasiewicz
EMAG

ITSEF - branże

Oceny są dokonywane dla klientów z branż:

- teleinformatyka i sieci telekomunikacyjne
- energetyka i inteligentne sieci elektroenergetyczne
- inteligentne opomiarowanie
- przemysłowe systemy automatyki i sterowania (IACS)
- motoryzacja
- **Internet rzeczy (IoT i IIoT)**
- administracja publiczna
- **elementy infrastruktury krytycznej**

Podejście IT do bezpieczeństwa

1. Blokowanie złośliwych zdarzeń podstawą działania
2. Filozofia, że lepiej zablokować za dużo, niż za mało
3. Podstawowy element do ochrony: komputer użytkownika
4. Duża zmienność środowiska oraz wykonywanych w nim działań
5. Mocno skomunikowana sieć

Czemu podejście IT nie pasuje do OT?

1. W OT operacje są uporządkowane i przewidywalne – można dopuścić tylko zatwierdzone akcje
2. Najważniejsza jest ciągłość działania, lepiej zablokować za mało, niż za dużo
3. Każdy element jest krytyczny, bo wpływa na cały process
4. Komunikacja jest mocno ograniczona, co ogranicza narzędzia IT
5. Nieraz dostęp do urządzeń jest możliwy tylko fizycznie
6. Ogrom funkcjonalności opcjonalnych niesie ryzyko awarii oprogramowania
7. Analizator ruchu sieciowego będący elementem przepływu może zaburzyć komunikację i cały proces

Jak powinien działać SOC OT?

1. Bazować na liście zatwierdzonych operacji i komend w komunikacji sieciowej
2. Zezwolić tylko na uruchomienie określonych aplikacji
3. Ograniczenie działań analityka SOC tylko do takich, które nie wpływają na ciągłość działania procesu
4. Wybierać narzędzia dostosowane do działania offline
5. Stosowanie zasady zero trust co do komponentów i komunikacji OT
6. Używać narzędzi bazujących na behawiorystyce do optymalizacji wdrożenia i utrzymania narzędzi cyberbezpieczeństwa
7. Analizować stacje operatorów oraz kopie ruchu sieciowego między urządzeniami OT

Podsumowanie

- Audyty bezpieczeństwa
- Wdrażanie ISO 27001 - Systemy Zarządzania Bezpieczeństwem Informacji
- Wdrażanie ISO 22301 - Systemy Zarządzania Ciągłością Działania
- SOC – Łukasiewicz – EMAG
- Centrum Usług Cyberbezpieczeństwa Łukasiewicz-EMAG
- Skanery podatności

Łukasiewicz
EMAG

Dziękuję za uwagę

Sieć Badawcza Łukasiewicz –

Instytut Technik Innowacyjnych EMAG

40-189 Katowice
ul. Leopolda 31
www.emag.lukasiewicz.gov.pl
emag@emag.lukasiewicz.gov.pl

Łukasiewicz
Instytut Technik
Innowacyjnych
EMAG

Łukasiewicz
Instytut Technik
Innowacyjnych
EMAG

Ocena i certyfikacja cyberbezpieczeństwa urządzeń IACS zgodnie z IEC 62443

Artur Kozłowski, Dariusz Rogowski, Michał Chrobak
26.02.2024 r.

Agenda

- **Regulacje prawne**
- **Laboratorium ITSEF - EMAG**
- **Ocena bezpieczeństwa wg norm CC i IEC 62443**
- **Lekki program certyfikacji CyberBEAM**
- **Zakres usług oceny bezpieczeństwa w ITSEF**

Łukasiewicz
EMAG

Dlaczego certyfikacja jest ważna?

- Zapewnia zgodność z regulacjami krajowymi i międzynarodowymi
- Zapewnia zwiększone uzasadnione zaufanie do stosowanych zabezpieczeń
- Zwiększa konkurencyjność rozwiązania na rynku bezpiecznych produktów

Podnosi świadomość i kulturę bezpieczeństwa w organizacji zgodnie z normami

Common Criteria

1. **Analiza problemu bezpieczeństwa i jego rozwiązanie** (*analiza ryzyka*)
2. **Implementacja funkcji zabezpieczających** (*realizacja celów bezpieczeństwa*)
3. **Zwiększenie zaufania do implementacji** (*ocena i testowanie zabezpieczeń produktu, analiza cyklu życia produktu*)

IEC 62443

4. **Praktyki dla rozwoju komponentów IACS** (*dojrzałość procesów wytwarzania bezpiecznego produktu*)
5. **Techniczne wymagania bezpieczeństwa dla systemu IACS** (*analiza ryzyka, poziomy bezpieczeństwa SL*)
6. **Techniczne wymagania bezpieczeństwa dla komponentu IACS** (*projektowanie produktu*)

Lekka certyfikacja

7. **Kontekst użycia i zasoby krytyczne** (*analiza produktu i otoczenia, dokumentacja użytkownika*)
8. **Model zagrożeń i funkcje bezpieczeństwa** (*analiza ryzyka, dokumentacja projektowa*)
9. **Implementacja wymagań i analiza podatności** (*aktualizacje i poprawki bezpieczeństwa, testowanie*)

Łukasiewicz EMAG

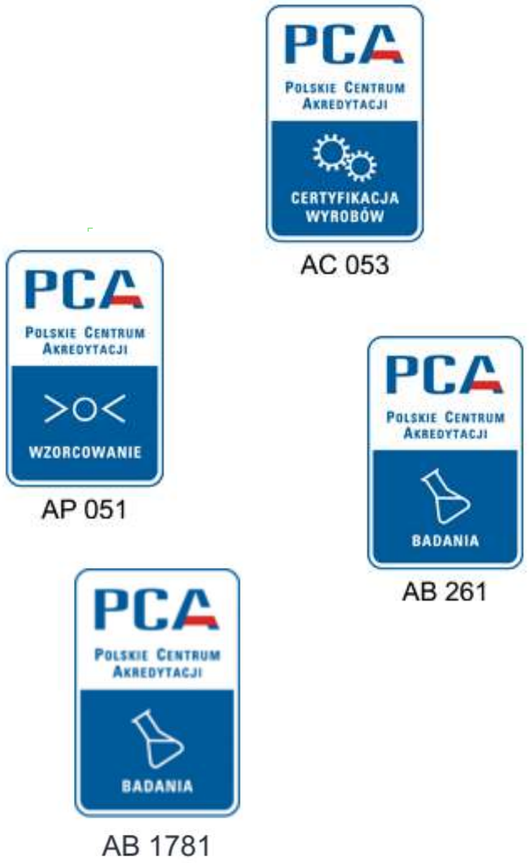
Regulacje prawne

- **KSC** – Ustawa z dnia 5 lipca 2018 r. o Krajowym Systemie Cyberbezpieczeństwa (Dz.U. 2018 poz. 1560)
- **(Cybersecurity Act, CSA)** - Akt o cyberbezpieczeństwie, Rozporządzenie Parlamentu Europejskiego i Rady (UE) w sprawie ENISA (Agencji Unii Europejskiej ds. Cyberbezpieczeństwa) oraz certyfikacji cyberbezpieczeństwa w zakresie technologii informacyjno-komunikacyjnych, 17.04.2019 r.
- **NIS 2 -** DYREKTYWA PARLAMENTU EUROPEJSKIEGO I RADY (UE) 2022/2555 z dnia 14 grudnia 2022 r. w sprawie środków na rzecz wysokiego wspólnego poziomu cyberbezpieczeństwa na terytorium Unii
- **EU Cybersecurity Certification (EUCC)** scheme - The **Common Criteria** based European cybersecurity certification scheme (Implementation Act January 2024) – Europejski schemat certyfikacji oparty na CC, okres przejściowy przyjęcia w krajach członkowskich do lutego 2025 r.
- **IACS Cybersecurity Certification Framework (ICCF) -** ramy oceny i certyfikacji przemysłowych systemów automatyki i sterowania oraz rekomendacje dla wdrażania programów certyfikacji **ICCS** (IACS Components Certification Scheme) zgodne z CSA, ERNCIP (European Reference Network for Critical Infrastructure Protection) – propozycja opracowania europejskiego programu na wzór EUCC.
- **Cyber Resilience Act (CRA) -** Wniosek dotyczący rozporządzenia Parlamentu Europejskiego i Rady w sprawie horyzontalnych wymogów cyberbezpieczeństwa w odniesieniu do produktów z elementami cyfrowymi i zmieniającego rozporządzenie (UE) 2019/1020 – w trakcie opracowywania.
- Planowane są europejskie programy dla sztucznej inteligencji (AI) oraz komunikacji 5G.

Laboratoria akredytowane w Łukasiewicz-EMAG

Centrum Badań i Certyfikacji

1. Badania kompatybilności elektromagnetycznej (EMC)
2. 2. Badania środowiskowe
3. 3. Badania elektryczne
4. 4. Badania gazometryczne i jakości węgla
5. 5. Opiniowanie i certyfikacja
6. **6. ITSEF - ocena bezpieczeństwa produktów IT**



ITSEF – zbudowany w ramach projektu KSO3C, Krajowy schemat oceny i certyfikacji bezpieczeństwa oraz prywatności produktów i systemów IT zgodny z Common Criteria 2018 – 2022, NCBiR, CyberSecIdent II

Łukasiewicz EMAG

Laboratorium oceny bezpieczeństwa produktów teleinformatycznych – ITSEF *(IT Security Evaluation Facility)*

Common Criteria

Rodzaj działalności:

Ocena bezpieczeństwa urządzeń i systemów IT
EAL 4+ (ALC_FLR.3)

Przedmiot badań:

- Oprogramowanie
- Urządzenia i systemy teleinformatyczne
- Wyroby i wyposażenie elektroniczne

Dokumenty odniesienia:

- ISO/IEC 15408, v3.1, rev. 5
  Common Criteria
- ISO/IEC 18045, v3.1, rev. 5
  Metodyka oceny zabezpieczeń IT

PCA
POLSKIE CENTRUM AKREDYTACJI
BADANIA
AB 1781

Komponenty przemysłowe

Rodzaj działalności:

Ocena bezpieczeństwa systemów IACS w zakresie:
- identyfikacja i kontrola autoryzacji
- kontrola użycia
- integralność systemu
- poufność danych
- ograniczenie przepływu danych
- terminowa odpowiedź na zdarzenia
- dostępność zasobów

Przedmiot badań:

- Systemy sterowania i automatyki przemysłowej (IACS)

Dokumenty odniesienia:

- PN-EN IEC 62443-4-2:2019-08

ITSEF – zbudowany w ramach projektu KSO3C, Krajowy schemat oceny i certyfikacji bezpieczeństwa oraz prywatności produktów i systemów IT zgodny z Common Criteria 2018 – 2022, NCBiR, CyberSecIdent II

Łukasiewicz
EMAG

Metodyka Common Criteria zgodna z aktem CSA

- **ISO/IEC 15408-1** (CC Part 1) – Wprowadzenie i model ogólny
- **ISO/IEC 15408-2** (CC Part 2) – Wymagania na funkcjonalność zabezpieczeń
- **ISO/IEC 15408-3** (CC Part 3) – Wymagania na uzasadnione zaufanie do oceny
- **ISO/IEC 15408-4** (CC Part 4) – Ramy dla tworzenia metod oceny i działań oceniających
- **ISO/IEC 15408-5** (CC Part 5) – Pakiety wymagań uzasadnionego zaufania
- **ISO/IEC 18045** (CEM) – Metodyka oceny zabezpieczeń IT

Poland
Certificate Authorizing Scheme (2023)

Common Criteria

CCRA: 31 członków

SOGIS
Senior Officials Group
Information Systems Security

SOG-IS: 17 członków UE, EFTA

Certyfikat dla produktu
EAL (Evaluation Assurance Level)

Jednostka Certyfikująca
wykonuje ocenę i wydaje certyfikat

ITSEF wykonuje badania
bezpieczeństwa

Zaufanie

- EAL 7 – formalnie testowany i weryfikowany
- EAL 6 – półformalnie testowany i weryfikowany
- EAL 5 – półformalnie projektowany i testowany
- EAL 4 – metodycznie projektowany, testowany i weryfikowany

Poziom wysoki (High) wg CSA

- EAL 3 – metodycznie testowany i sprawdzany
- EAL 2 – strukturalnie testowany
- EAL 1 – funkcjonalnie testowany

Poziom istotny (Substantial) wg CSA

Poziom podstawowy (Basic) wg CSA

Łukasiewicz
EMAG

Producent - projektowanie zabezpieczeń produktu (wg ISO/IEC 15408-2)

Wymagania SFR

2. Implementacja wymagań funkcjonalnych

- Audyt bezpieczeństwa
- Komunikacja
- Wsparcie kryptografii
- Ochrona danych użytkownika
- Identyfikacja i uwierzytelnianie
- Zarządzanie bezpieczeństwem
- Prywatność
- Ochrona funkcji zabezpieczających
- Zarządzanie zasobami
- Kontrola dostępu
- Zaufane ścieżki/kanały

© 2010 atsec information security corporation

CC v3.1 SFRs: Classes and Families

FAU: Security audit

FAU_ARP	Security audit automatic response
FAU_GEN	Security audit data generation
FAU_SAA	Security audit analysis
FAU_SAR	Security audit review
FAU_SEL	Security audit event selection
FAU_STG	Security audit event storage

FCO: Communication

FCO_NRO	Non-repudiation of origin
FCO_NRR	Non-repudiation of receipt

FCS: Cryptographic support

FCS_CKM	Cryptographic key management
FCS_COP	Cryptographic operation

FDP: User data protection

FDP_ACC	Access control policy
FDP_ACF	Access control functions
FDP_DAU	Data authentication
FDP_ETC	Export from the TOE
FDP_IFC	Information flow control policy
FDP_IFF	Information flow control functions
FDP_ITC	Import from outside of the TOE
FDP_ITT	Internal TOE transfer
FDP_RIP	Residual information protection
FDP_ROL	Rollback
FDP_SDI	Stored data integrity
FDP_UCT	Inter-TSF user data confidentiality transfer protection
FDP_UIT	Inter-TSF user data integrity transfer protection

FIA: Identification and authentication

FIA_AFL	Authentication failures
FIA_ATD	User attribute definition
FIA_SOS	Specification of secrets
FIA_UAU	User authentication
FIA_UID	User identification
FIA_USB	User-subject binding

FMT: Security management

FMT_MOF	Management of functions in TSF
FMT_MSA	Management of security attributes
FMT_MTD	Management of TSF data
FMT_REV	Revocation
FMT_SAE	Security attribute expiration
FMT_SMF	Specification of Management Functions
FMT_SMR	Security management roles

FPR: Privacy

FPR_ANO	Anonymity
FPR_PSE	Pseudonymity
FPR_UNL	Unlinkability
FPR_UNO	Unobservability

FPT: Protection of the TSF

FPT_FLS	Fail secure
FPT_ITA	Availability of exported TSF data
FPT_ITC	Confidentiality of exported TSF data
FPT_ITI	Integrity of exported TSF data
FPT_ITT	Internal TOE TSF data transfer
FPT_PHP	TSF physical protection
FPT_RCV	Trusted recovery
FPT_RPL	Replay detection
FPT_SSP	State synchrony protocol
FPT_STM	Time stamps
FPT_TDC	Inter-TSF TSF data consistency
FPT_TEE	Testing of external entities
FPT_TRC	Internal TOE TSF data replication consistency
FPT_TST	TSF self test

FRU: Resource Utilisation

FRU_FLT	Fault Tolerance
FRU_PRS	Priority of Service
FRU_RSA	Resource Allocation

FTA: TOE access

FTA_LSA	Limitation on scope of selectable attributes
FTA_MCS	Limitation on multiple concurrent sessions
FTA_SSL	Session locking
FTA_TAB	TOE access banners
FTA_TAH	TOE access history
FTA_TSE	TOE session establishment

FTP: Trusted path/channels

FTP_ITC	Inter-TSF trusted channel
FTP_TRP	Trusted path

Laboratorium - ocena zabezpieczeń produktu (wg ISO/IEC 15408-3 – wymagania SAR)

3. Budowanie uzasadnionego zaufania do zabezpieczeń produktu

- Rozwój produktu
  ADV: Development
  - Security architecture description
  - Complete functional specification
  - Implementation of the TSF
  - Basic modular design
- Dokumentacja użytkownika
  AGD: Guidance documents
  - Operational user guidance
  - Preparative procedures
- Wsparcie cyklu życia
  ALC: Life-cycle support
  - CM Capabilities, production support
  - CM Scope, problem tracking
  - Delivery procedures
  - Development security, sec. measures
  - Developer defined life-cycle model
  - Well-defined development tools

Assurance class	Assurance Family	Assurance Components by Evaluation Assurance Level						
		EAL1	EAL2	EAL3	EAL4	EAL5	EAL6	EAL7
Development	ADV_ARC		**1**	1	1	1	1	1
	ADV_FSP	**1**	**2**	**3**	**4**	**5**	5	**6**
	ADV_IMP				**1**	1	**2**	2
	ADV_INT					**2**	**3**	3
	ADV_SPM						**1**	1
	ADV_TDS		**1**	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**
Guidance documents	AGD_OPE	**1**	1	1	1	1	1	1
	AGD_PRE	**1**	1	1	1	1	1	1
Life-cycle support	ALC_CMC	**1**	**2**	**3**	**4**	4	**5**	5
	ALC_CMS	**1**	**2**	**3**	**4**	**5**	5	5
	ALC_DEL		**1**	1	1	1	1	1
	ALC_DVS			**1**	1	1	**2**	2
	ALC_FLR							
	ALC_LCD			**1**	1	1	1	**2**
	ALC_TAT				**1**	**2**	**3**	3
Security Target evaluation	ASE_CCL	**1**	1	1	1	1	1	1
	ASE_ECD	**1**	1	1	1	1	1	1
	ASE_INT	**1**	1	1	1	1	1	1
	ASE_OBJ	**1**	**2**	2	2	2	2	2
	ASE_REQ	**1**	**2**	2	2	2	2	2
	ASE_SPD		**1**	1	1	1	1	1
	ASE_TSS	**1**	1	1	1	1	1	1
Tests	ATE_COV		**1**	**2**	2	2	**3**	3
	ATE_DPT			**1**	1	**3**	3	**4**
	ATE_FUN		**1**	1	1	1	**2**	2
	ATE_IND	**1**	**2**	2	2	2	2	**3**
Vulnerability assessment	AVA_VAN	**1**	**2**	2	**3**	**4**	**5**	5

- Ocena zadania zabezpieczeń
  ASE: Security Target evaluation
  - Conformance claims
  - Extended components definition
  - Introduction
  - Security objectives
  - Security requirements
  - Security problem definition
  - TOE summary specification
- Testowanie
  ATE: Tests
  - Analysis of coverage
  - Depth, Testing: basic design
  - Functional testing
  - Independent testing - sample
- Analiza podatności
  AVA: Vulnerabilty assessment
  - Focused vulnerability analysis

Łukasiewicz EMAG

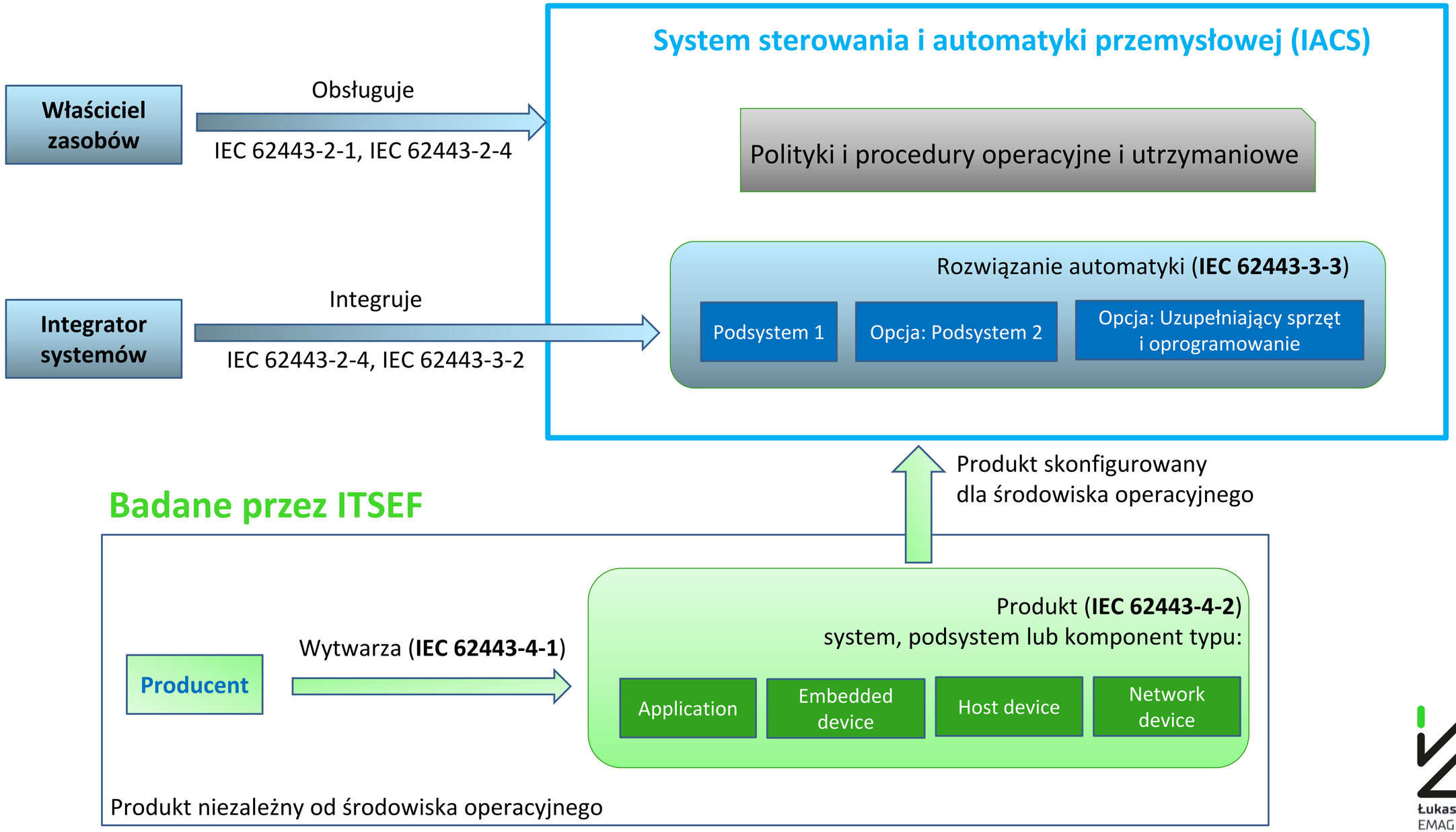
Wymagania bezpieczeństwa dla systemów sterowania i automatyki przemysłowej

IEC 62443 – Security for Industrial Automation and Control Systems (IACS)

- **General**
  - IEC TS 62443-1-1: Terminology, concepts and models
  - IEC TR 62443-1-2: Master glossary of terms and abbreviations
  - IEC TS 62443-1-3: System security compliance metrics
  - IEC TR 62443-1-4: IACS security life-cycle and use-cases
- **Policies and procedures**
  - IEC 62443-2-1: Establishing an IACS security program
  - IEC 62443-2-2: Implementation guidance for an IACS security management system
  - IEC 62443-2-3: Patch management in the IACS environment
  - IEC 62443-2-4: Security program requirements for IACS service providers
- **System**
  - IEC 62443-3-1: Security technologies for IACS
  - IEC 62443-3-2: Security risk assessment and system design
  - IEC 62443-3-3: System security requirements and security levels
- **Component**
  - IEC 62443-4-1: Product development requirements
  - IEC 62443-4-2: Technical security requirements for IACS components

Łukasiewicz EMAG

Bezpieczne rozwiązania automatyki wg IEC 62443

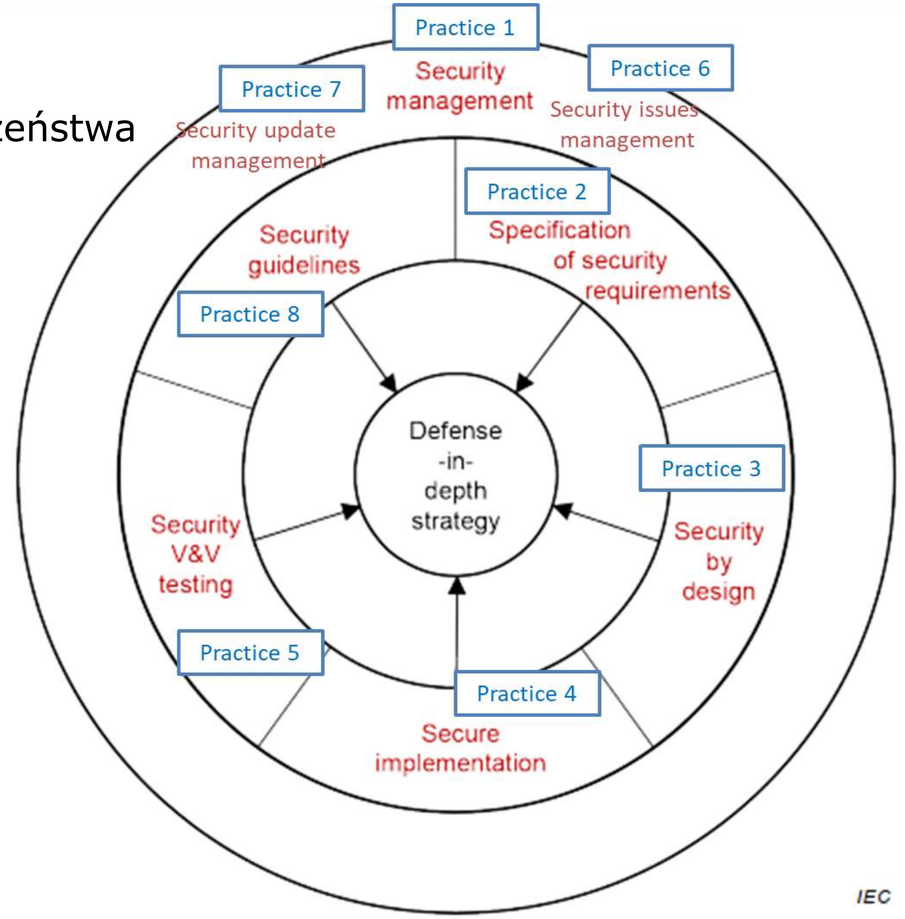


Łukasiewicz EMAG

Producent – jak budować bezpieczny produkt?

4. IEC 62443-4-1: Praktyki dla rozwoju komponentów IACS

- Praktyka1: Zarządzanie bezpieczeństwem
- Praktyka 2: Specyfikacja wymagań bezpieczeństwa
- Praktyka 3: Bezpieczeństwo projektu
- Praktyka 4: Bezpieczna implementacja
- Praktyka 5: Weryfikacja bezpieczeństwa i testowanie
- Praktyka 6: Zarządzanie usterkami bezpieczeństwa
- Praktyka 7: Zarządzanie aktualizacjami bezpieczeństwa
- Praktyka 8: Wytyczne bezpieczeństwa



ML (Maturity Level)

Umożliwia producentowi określenie poziomu gotowości swoich procesów i procedur do projektowania i implementacji bezpiecznego produktu.

ML 1 – Initial
Product developed in an-hoc and often undocumented manner

ML 2 – Managed
Product developed according to management system with written policies

ML 3 – Defined (practiced)
Product development practiced in repeatable process

ML 4 – Improving
Product development includes metrics to control effectiveness and improvement

Łukasiewicz EMAG

Projektant – jakie funkcjonalności bezpieczeństwa zastosować i na jakim poziomie odporności?

5. IEC 62443-3-3: system IACS

6. IEC 62443-4-2: komponenty IACS

Wymagania podstawowe (FR – Foundational Requirements)

- FR 1 – Identyfikacja i uwierzytelnianie
- FR 2 – Kontrola użycia
- FR 3 – Integralność systemu
- FR 4 – Poufność danych
- FR 5 – Ograniczony przepływ danych
- FR 6 – Terminowa reakcja na zdarzenia
- FR 7 – Dostępność zasobów

Security Level (SL)

Miara zaufania, że system IACS jest wolny od podatności i działa w zamierzony sposób

SL 1 - ochrona przed przypadkowym lub niezamierzonym naruszeniem

SL 2 - ochrona przed świadomym naruszeniem z użyciem prostych środków i niewielkich zasobów, przy posiadaniu ogólnych umiejętności i niskiej motywacji

SL3 – ochrona przed świadomym naruszeniem za pomocą zaawansowanych środków, średnimi zasobami, umiejętnościami specyficznymi dla IACS, średnią motywacją

SL4 – ochrona przed świadomym naruszeniem za pomocą zaawansowanych środków, umiejętnościami specyficznymi dla IACS, wysoką motywacją

Łukasiewicz EMAG

Lekki program certyfikacji w laboratorium ITSEF

Założenia:

- Uproszczona metoda badania zgodności z wymaganiami
- Realizacja procesu certyfikacji do 50 dni roboczych
- Zgodność z poziomami zaufania Cybersecurity Act (CSA); deklaracja producenta na poziomie Basic
- Źródła wymagań: normy zharmonizowane, specyfikacje techniczne, wymagania klienta

Projekt CyberBEAM: System oceny i certyfikacji cyberbezpieczeństwa - lekkie programy certyfikacji (NCBiR, CyberSecIdent IV, 2021 – 2024), NASK – PIB, Łukasiewicz – EMAG:

- Programy certyfikacji
  - Systemy sterowania i automatyki przemysłowej (IACS)
  - Przemysłowy Internet rzeczy (IIoT)
  - Centra przetwarzania danych i chmura obliczeniowa

Zgodny z lekkimi programami w Europie:

- CSPN (Francja, ANSSI); BSZ (Niemcy, BSI); LINCE (Hiszpania, CCN), BSPA (Niderlandy, NSCIB)

Normy

- EN 17640:2022 – Fixed-time Cybersecurity evaluation methodology for ICT products (FITCEM)
- EN 17927:2023 (underway) – Security Evaluation for Secure IoT Platforms (SESIP)

Łukasiewicz
EMAG

Lekka metoda oceny bezpieczeństwa w ITSEF (5 kroków)

I. Weryfikacja kontekstu użycia (IEC 62443-4-1)

- Kontekst bezpieczeństwa, model zagrożeń (STIC)

II. Analiza dokumentacji projektowej (IEC 62443-4-2)

- Opis implementacji wymagań FR dla danego poziomu SL

III. Analiza dokumentacji użytkownika (IEC 62443-4-1)

- Aktualizacje, poprawki, instalacja, konfiguracja

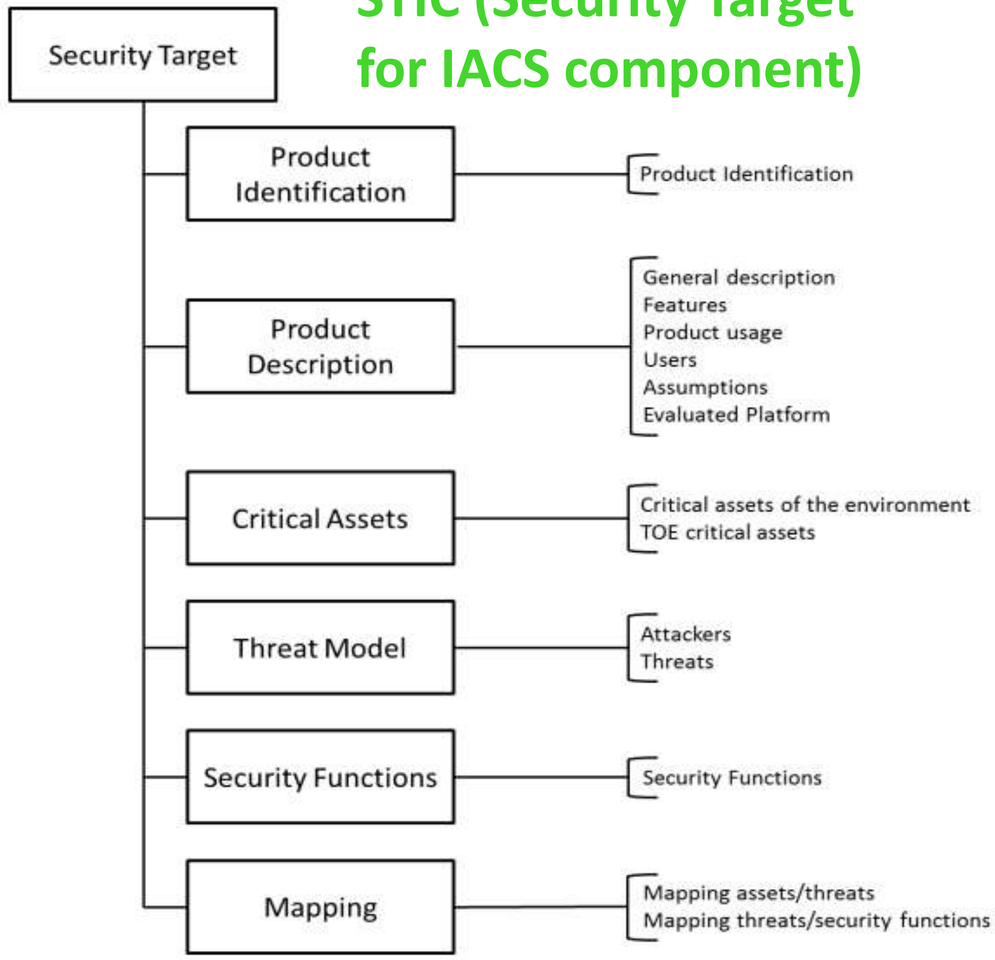
IV. Badanie zgodności (IEC 62443-4-2)

- Wymagania FR dla danego poziomu SL; plany testów; kryteria akceptacji; oczekiwane wyniki testów; werdykty

V. Analiza podatności (IEC 62443-4-1; AVA/CEM)

- Model zagrożeń; testowanie zabezpieczeń; analiza podatności; testy penetracyjne

STIC (Security Target for IACS component)



★ **7. Kontekst użycia i zasoby krytyczne**

★ **8. Model zagrożeń i funkcje bezpieczeństwa**

★ **9. Implementacja wymagań i analiza podatności**

Łukasiewicz EMAG

Produkty podlegające ocenie

- Produkty IT: rozwiązania sprzętowe, sprzętowo-programowe lub programowe posiadające jakiekolwiek wbudowane zabezpieczenia do ochrony przetwarzanych i przechowywanych zasobów
- karty inteligentne i procesory
- implementacje algorytmów kryptograficznych, urządzenia do podpisu elektronicznego
- oprogramowanie, aplikacje mobilne, web-aplikacje
- urządzenia sieciowe, diody danych, sondy cyberbezpieczeństwa
- komponenty przemysłowych systemów automatyki i sterowania w tym stosowane w energetyce, opomiarowaniu, sieciach energetycznych i podstacjach
- czujniki inteligentne, urządzenia IoT i IIoT
- terminale płatnicze
- komponenty automotive, tachografy

Podsumowanie

1. **Laboratorium ITSEF – pierwsze w Polsce akredytowane (AB 1781) i licencjonowane laboratorium oceny bezpieczeństwa** produktów teleinformatycznych wg normy Common Criteria, zgodne z międzynarodowymi porozumieniami SOG-IS, CCRA oraz dyrektywą „Akt o cyberbezpieczeństwie (CSA)”

2. **Laboratorium ITSEF zgodnie z dyrektywą NIS2** wykonuje dla operatorów usług kluczowych oceny bezpieczeństwa produktów, usług i procesów ICT.

3. **Laboratorium ITSEF – pierwsze w Polsce laboratorium z akredytacją do oceny cyberbezpieczeństwa komponentów systemów automatyki przemysłowej i sterowania (IACS)** zgodnie z normą IEC 62443-4-2 dla wymagań z poziomów bezpieczeństwa SL (Security Level). Laboratorium wykonuje analizę zgodności z normą („gap analsysis”) produktu i dokumentacji jako faza przygotowania do procesu oceny i certyfikacji; badania i testy zgodnie z technicznymi wymaganiami bezpieczeństwa CR (Component Requirement)

4. **Jednostka Certyfikująca Wyroby – pierwsza w Polsce JCW z akredytacją (AC 053)** dla certyfikacji cyberbezpieczeństwa komponentów IACS zgodnie z normą IEC 62443-4-2, wykonująca certyfikacje produktów IACS na podstawie wyników badań wykonanych w laboratorium ITSEF.

Łukasiewicz
EMAG

Dziękuję za uwagę

Sieć Badawcza Łukasiewicz – Instytut Technik Innowacyjnych EMAG
40-189 Katowice, ul. Leopolda 31
tel. + 48 32 2007-700
faks. + 48 32 2007-701 (do 704)
emag@emag.lukasiewicz.gov.pl

Łukasiewicz
Instytut Technik
Innowacyjnych
EMAG

POŁUDNIOWY KONCERN WĘGLOWY

Analiza i koncepcja integracji systemów przetwarzania danych przestrzennych w zakładach górniczych PKW S.A.



Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2024

Analiza zasobów mapowych kopalń PKW S.A.

Aktualnie zakłady górnicze wchodzące w skład jednostki produkcyjnej Sobieski-Janina-Brzeszcze posługują się różnymi systemami sporządzania i zarządzania danymi mierniczymi i informacją geologiczną tworzącymi dokumentację mierniczo-geologiczną zakładów.

Mapy wyrobisk górniczych zarówno podstawowe jak i przeglądowe w kopalni Janina kartowane są w lwowskim lokalnym układzie współrzędnych (KUL)

INWENTARYZACJA ZASOBÓW KARTOGRAFICZNYCH



ZG Janina

157 mapy w skali 1:2000
88 map w skali 1:5000
40 map w skali 1:10000

- **wszystkie 40 map w skali 1:10000 oraz 88 map w skali 1:5000 zostało w pełni zwektoryzowanych**
- **mapy w skali 1:2000 zostały zwektoryzowane częściowo - 27 sekcje zwektoryzowano w całości, a 130 map posiada około 60% treści w wersji elektronicznej**

Analiza zasobów mapowych kopalń PKW S.A.

Mapy każdej kopalni mają inne rozwarstwienie, to jest przypisane są do warstw różne grupy symboli górniczych, a same symbole różnią się formatem utworzonych znaków.

Mapy wyrobisk kopalni Sobieski kartowane są również w lwowskim lokalnym układzie współrzędnych (KUL)

INWENTARYZACJA ZASOBÓW KARTOGRAFICZNYCH



- jedynie 7 sekcji map w skali 1:5000 zostało w pełni zwektoryzowanych
- pozostały zasób mapowy funkcjonuje w formie papierowych sekcji na aluminiowych podkładach lub map kartowanych na podkładach ozalitowych

ZG Sobieski

296 sekcje map w skali 1:2000
213 sekcji map w skali 1:5000
69 sekcji map w skali 1:10000

Analiza zasobów mapowych kopalń PKW S.A.

Mapy kopalni Brzeszcze prowadzone są w układzie współrzędnych prostokątnych i wysokościowych GOP II

INWENTARYZACJA ZASOBÓW KARTOGRAFICZNYCH



ZG Brzeszcze

732 mapy w skali 1:1000
270 map w skali 1:2000
49 map w skali 1:5000

- mapy w skali 1:5000 oraz 1:2000 zostały w całości zeskanowane, skalibrowane i zwektoryzowane
- mapy w skali 1:1000 wciąż są prowadzone w formie analogowej

Analiza narzędzi do prowadzenia zasobów mapowych w PKW S.A.

Działy miernicze zakładów górniczych Spółki stosują niejednolite narzędzia IT i posiadają różnorodne oprogramowania do przetwarzania danych związanych z wykonywanymi zadaniami.

Oprogramowanie wykorzystywane przez działy miernicze kopalń Spółki: AutoCad, GeoNET, Geodezja, WinKalk, AdTran, Mikromap, EDN-OPN, Surfer.

- dostępna biblioteka symboli (bloków) stosowanych na mapach górniczych oraz style linii stosowne na mapach górniczych do tworzenia map pozyskane są z systemu GeoLISP

INWENTARYZACJA NARZĘDZI SYSTEMOWYCH



ZG Brzeszcze

- użytkuje oprogramowanie do modelowania złoża i prowadzenia map górniczych (system GeoLISP)

ZG Janina

- mapy cyfrowe tworzony z użyciem programu autorskiego TMG-MAPA przygotowanym w dziale Mierniczo-Geologicznym

ZG Sobieski

- nie dysponuje dedykowanym oprogramowaniem do tworzenia map cyfrowych.

Koncepcja integracji systemów przetwarzania danych przestrzennych

Jako główny cel biznesowy przyjęto doprowadzenie do stanu, w którym cały zasób mapowy wszystkich kopalń Spółki będzie prowadzony w formie dokumentu elektronicznego zgodnego z rozporządzeniem w sprawie dokumentacji mierniczo-geologicznej

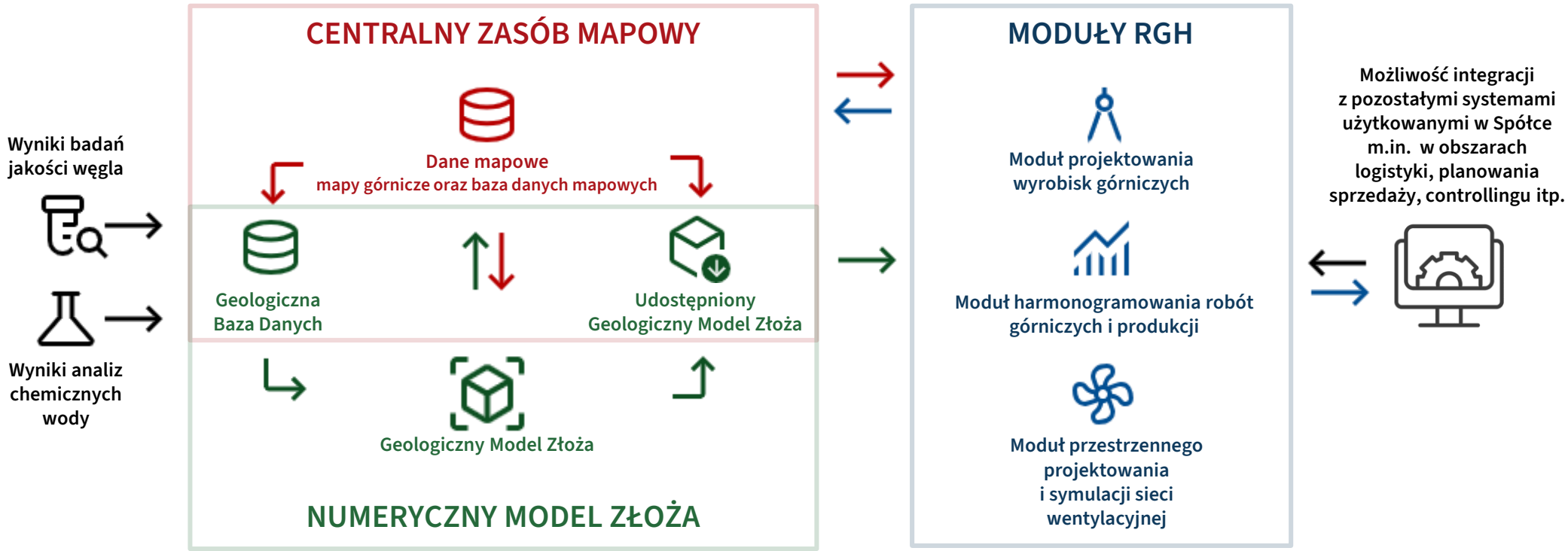
- unifikacja oprogramowania,
- budowa cyfrowego zasobu mapowego w oparciu o ArchiDeMeS DMS,
- cyfrowa baz parcel zasobowych,
- wdrożenie narzędzi informatycznych, które umożliwiłyby budowę trójwymiarowych modeli obejmujących:
  - ✓strukturę złoża i jakości kopaliny
  - ✓projektowane wyrobiska górnicze
  - ✓sieć wentylacyjną kopalni

ZAŁOŻENIA PROJEKTU



- wdrożone narzędzia będą pozwalały na połączenie danych cyfrowych pochodzących z różnych systemów IT i ich spójne przetwarzanie na potrzeby procesów planowania robót górniczych, harmonogramowania produkcji, czy analizy sieci wentylacyjnej (budowa numerycznego modelu złoża oraz wdrożenie jednolitego systemu projektowania robót górniczych i planowania produkcji)

Schemat przetwarzania danych rozwiązania docelowego



Koncepcja integracji systemów przetwarzania danych przestrzennych

- Centralny Zasób Mapowy oparty będzie na wykorzystaniu platformy graficznej, która równocześnie będzie zaawansowaną platformą programistyczną i stanowić będzie podstawę rozwoju branżowych aplikacji.

- Aplikacja działająca w środowisku graficznym będzie również obsługiwała funkcjonalność Bazy Parcel Zasobowych

CENTRALNY ZASÓB MAPOWY

Dane mapowe
mapy górnicze oraz baza danych mapowych

- System składowania i przetwarzania danych pełniący rolę repozytorium danych o mapach w postaci elektronicznej (ArchiDeMeS)

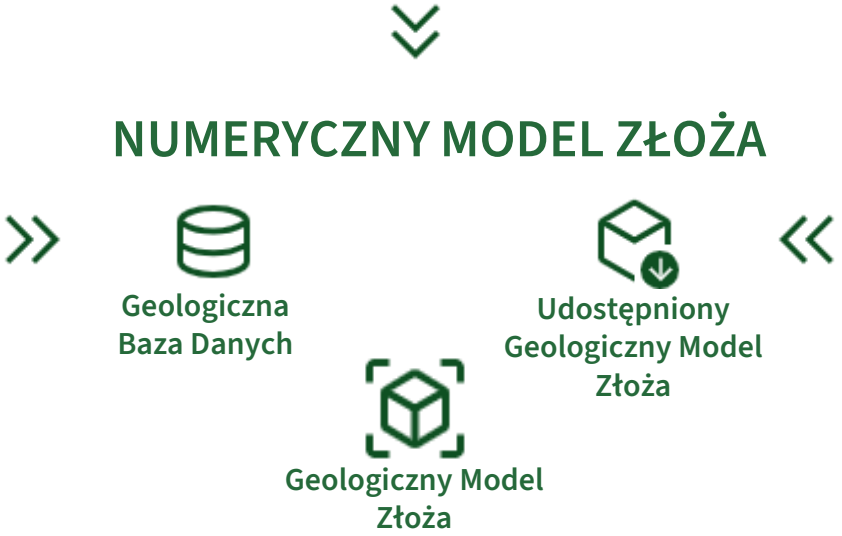
Główne zadania to:

- dwukierunkowa integracja danych mapowych w całym przedsiębiorstwie (z wszystkich zakładów),
- centralizacja dostępu do plików
- udostępnienie danych dla innych systemów oraz podbieranie informacji z innych systemów w celu ujednolicenia.

Koncepcja integracji systemów przetwarzania danych przestrzennych

- Geologiczna Baza Danych będzie miejscem przechowywania podstawowych informacji geologicznych o złożu (wyników obserwacji hydrogeologicznych i badań geomechanicznych węgla i skał otaczających oraz informacji o wynikach badań laboratoryjnych)
- Geologiczny Model Złoża, będzie wspomagał określenie struktury geologicznej złoża oraz ilości i jakości kopaliny

- w przyjętym rozwiązaniu docelowym nie będzie potrzeby integracji wewnątrz systemu – Geologiczna Baza Danych i Geologiczny Model Złoża będą pracowały w jednym środowisku na tym samym zestawie danych



- podstawę procesu generowania GMZ stanowić będzie model stratygraficzny tworzony przez interpolację/ekstrapolację oraz superpozycję współrzędnych stwierdzeń warstw i powierzchni stratygraficznych

Koncepcja integracji systemów przetwarzania danych przestrzennych

- System projektowania i harmonogramowania robót górniczych (RGH) umożliwi:
  - tworzenie harmonogramów uwzględniających wszystkie czynności wchodzące w proces produkcji,
  - scalanie wielu projektów w jeden złożony projekt,
  - tworzenie trójwymiarowej wizualizacji i animacji sieci wentylacyjnej kopalni,

- Podstawą modułu projektowania wyrobisk jest integracja z Numerycznym Modelem Złoża, na którym wykonuje się projekty robót górniczych. Rozcinki wykonywane są w środowisku 3D, kompatybilnym z programem



- Moduł projektowania i symulacji sieci wentylacyjnej będzie pozyskiwał z Centralnego Zasobu Mapowego mapy wyrobisk górniczych: płaskie oraz ich elementy w układzie 3D, pozwalające na utworzenie przestrzennego modelu istniejących wyrobisk górniczych dla potrzeb modelowania sieci wentylacyjnej

Podsumowanie

Porażka jest po prostu okazją, by spróbować ponownie, tym razem bardziej przemyślanie

(Henry Ford)

Jeśli chcesz gdzieś dojść, najlepiej znajdź kogoś, kto już tam doszedł

(Robert Kiyosaki)

W doskonałej wspólnocie każdy z uczestników zachowuje swoją odrębność, choć razem tworzą całość

(Béla Hamvas)

„Róbmy swoje”

POŁUDNIOWY
KONCERN
WĘGLOWY

Dziękujemy za uwagę

BOGDANKA



EKONOMICZNY FILAR REGIONU

U podstaw działalności Bogdanki leży strategia oparta na zrównoważonym rozwoju, ochronie środowiska i szacunku dla człowieka.

Poprzez synergię jaką tworzymy z lokalną społecznością oraz samorządami, dbamy o rozwój spółki i zwiększamy potencjał gospodarczy Lubelszczyzny.

www.lw.com.pl

DOŚWIADCZENIA W STOSOWANIU OBUDÓW W PRZECINKACH ŚCIANOWYCH Z ANALIZĄ UKŁADÓW SKALNYCH I RODZAJÓW KONSTRUKCJI OBUDOWY NA PRZESTRZENI OKOŁO 25 LAT NA RUCHU KNURÓW I NA RUCHU SZCZYGŁOWICE

Robert ŁAZARCZYK, Adam RATAJCZAK, Anna SYLWESTRZAK, Jarosław SOBIK
JSW S.A. KWK „Knurów-Szczygłowice", Knurów

Piotr Głuch
PRO-KOM, Ornontowice

Streszczenie: Przecinki ścianowe zwane również rozcinkami lub dowierzchniami ścianowymi są krótkotrwałymi wyrobiskami górniczymi z których po ich wyposażeniu w kompleks ścianowy, rozpoczyna swój bieg ściana wydobywcza. Wyrobiska te niejednokrotnie zlokalizowane są w zróżnicowanych (trudnych) warunkach geologiczno-górniczych (występowanie zaszłości eksploatacyjnych oraz zaburzeń geologicznych, drążenie w sąsiedztwie zrobów zawałowych).

Tak niekorzystne warunki geologiczno-górnicze były powodem ciągłych poszukiwań i udoskonaleń rozwiązań konstrukcji obudów podporowych przecinek ścianowych w celu zapewnienia:

- stateczności wyrobiska bez konieczności stosowania dodatkowych wzmocnień w przekroju wyrobiska ograniczających ich funkcjonalność przy zabudowie sekcji obudowy zmechanizowanej,
- korzystną zabudowę sekcji obudowy zmechanizowanej z jej dobrym i pewnym rozparciem oraz prostym i szybkim rozruchem ściany wydobywczej.

W artykule przedstawiono doświadczenia kopalni „Knurów-Szczygłowice" w zakresie doboru obudowy do przecinek ścianowych w okresie obejmującym blisko ćwierć wieku poszukiwań optymalnej konstrukcji obudowy przecinek ścianowych dla stale pogarszających się warunków geologiczno-górniczych. Kopalnia wykonywała przecinki ścianowe w tradycyjnych obudowach łukowych typoszeregu ŁP, poprzez obudowę podporowo-kotwową, aż po obudowy specjalne spłaszczone pozwalające uzyskać prawidłowe rozparcie obudowy zmechanizowanej, a tym samym uzyskać bezawaryjny i szybki rozruch ściany w warunkach wzrastającej głębokości eksploatacji.

1. WSTĘP

Przecinki ścianowe zwane również rozcinkami lub dowierzchniami ścianowymi są krótkotrwałymi wyrobiskami górniczymi z których po ich wyposażeniu w kompleks ścianowy, rozpoczyna swój bieg ściana wydobywcza. Wyrobiska te niejednokrotnie zlokalizowane są w zróżnicowanych (trudnych) warunkach geologiczno-górniczych (występowanie zaszłości eksploatacyjnych oraz zaburzeń geologicznych, drążenie w sąsiedztwie zrobów zawałowych). Tak niekorzystne warunki geologiczno-górnicze były powodem ciągłych poszukiwań i udoskonaleń rozwiązań konstrukcji obudów podporowych przecinek ścianowych (*Dragon, Preidl 2000; Głuch 2003; Dragon, Głuch 2006*), w celu zapewnienia:

- stateczności wyrobiska bez konieczności stosowania dodatkowych wzmocnień w przekroju wyrobiska ograniczających ich funkcjonalność przy zabudowie sekcji obudowy zmechanizowanej,
- korzystną zabudowę sekcji obudowy zmechanizowanej z jej dobrym i pewnym rozparciem oraz prostym i szybkim rozruchem ściany wydobywczej.

Kopalnia „Knurów-Szczygłowice" w okresie obejmującym blisko ćwierć wieku stale poszukiwała konstrukcji obudowy przecinek ścianowych dla realizacji przedstawionych wyżej wymagań. Kopalnia wykonywała przecinki ścianowe w tradycyjnych obudowach łukowych typoszeregu ŁP, poprzez obudowę podporowo-kotwową, aż po obudowy specjalne spłaszczone pozwalające uzyskać prawidłowe rozparcie obudowy zmechanizowanej, a tym samym uzyskać bezawaryjny i szybki rozruch ściany w warunkach wzrastające głębokości eksploatacji.

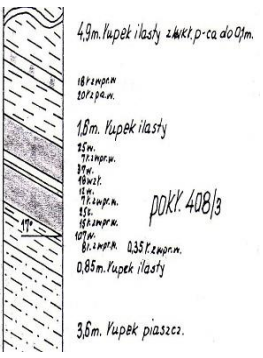
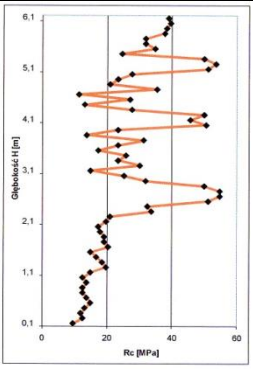
2. PRZYKŁADY ROZWIĄZAŃ OBUDÓW PRZECINEK ŚCIANOWYCH

2.1. Zastosowanie rozwiązania obudowy typu ŁP

Obudowy typu ŁP o skróconych łukach ociosowych oraz obudowy ŁP o katalogowych wymiarach były szeroko stosowane w przecinkach ścianowych drążonych w pokładach grupy orzeskiej i rudzkiej. Wadą tych rozwiązań była konieczność wypełniania drewnem przestrzeni między obudową zmechanizowaną a łukami stropnicowymi obudowy podporowej dla zapewnienia odpowiedniego rozparcia obudowy zmechanizowanej na etapie rozpoczęcia eksploatacji. Z tej przyczyny stosowano obudowy łukowe o skróconych łukach ociosowych, co zmniejszało ilość stosowanego drewna do kasztowania, poprawiającym tym samym rozparcie obudowy.

Przykładem takiego rozwiązania obudowy łukowej podatnej o skróconych łukach ociosowych jest obudowa ŁPV29/10/7/3/A zastosowana w przecince ścianowej 2 w pokładzie 408/3 (*Bobek i in. 2012b*). Przecinka ta została wydrążona w rozstawie odrzwi obudowy co 1,0 m na całej długości mimo występowania na jej długości krawędzi eksploatacji pokładów wyżej leżących (tabela 1). Widok przecinki ścianowej w fazie po wydrążeniu przedstawia rys. 1, a z wprowadzonymi sekcjami obudowy zmechanizowanej przedstawia rys. 2.

Tabela 1 Charakterystyka warunków geologiczno–górniczych

Mapa profilu pokładu	Wyniki badań penetrometrycznych	Podstawowe dane oraz zaszłości ekspl.
	 **G_p - 11/04, gdzie: R_c = 26,83 MPa**	głębokość zalegania: **650m** nachylenie przecinki: **~ 18°** długość przecinki: **250m** krawędzie pokładu: **pokł. 407/1 - 55m** **pokł. 408/1 - 31m** **pokł. 408/2 - 10m**



Rys. 1. Widok przecinki ścianowej 2 w pokładzie 408/3



Rys. 2. Widok przecinki ścianowej 2 w pokładzie 408/3 z wprowadzoną sekcją obudowy zmechanizowanej

2.2. Zastosowanie obudowy podporowo-kotwowej

Obudowy podporowo-kotwowe zastosowano w przecinkach ścianowych w pokładzie 401/1 i w pokładzie 405/3. Podstawowym argumentem zaprojektowania takiego rodzaju obudowy przecinek ścianowych były przede wszystkim względy ekonomiczne jak również zdobycie doświadczeń dla możliwości zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej w warunkach geologiczno-górniczych kopalni. Przecinkę ścianową 30 w pokładzie 405/3 zaprojektowano i wykonano w obudowie ŁPV29/10/3/A w rozstawie odrzwi obudowy co 1,5 m z kotwieniem skał stropowych między odrzwiami kotwami stalowymi o długości 2,7 m i średnicy ø 22 mm. Dla zapewnienia stabilności ociosów zastosowano ich wzmocnienie kotwami drewnianymi długości 1,5 m. Takie rozwiązanie obudowy przecinki ścianowej pozwoliło na bezawaryjne ustawienie sekcji obudowy zmechanizowanej w szeregu, a warunki stropowe pozwoliły odzyskać poszczególne elementy obudowy podporowej. Rozwiązania obudowy łukowej podporowo-kotwowej pozwalają przez rozrzedzenie odrzwi obudowy uzyskać efekty ekonomiczne i są traktowane jako perspektywiczne (*Bobek i in. 2012b*).

W przecince ściany 14 w pokładzie 401/1 zaprojektowano do zastosowania obudowę prostą stalową odrzwiową ze stropnicą wzmocnioną za pomocą czterech kotwi (w strefach wpływu krawędzi pokładów wyżej wybranych) i trzech kotwi stropowych na pozostałym odcinku przecinki (*Bobek i in. 2012a*). Stropnica odrzwi została wykonana z stropnicy SPK-G-II – o długości 5,6 m (stropnica z dwóch I100) lub ze stropnicy USG (typ 3). Stropnice były podbudowane stojakami stalowymi ciernymi SV29, a kotwy prętowe o długości 2,5 m przykatwiały stropnice do stropu. Rozstaw odrzwi zaprojektowano co 1,0 m.

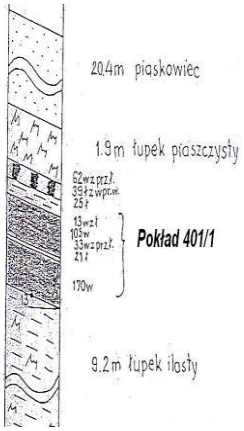
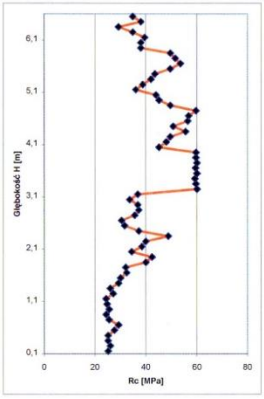
W strefie oddziaływania krawędzi eksploatacji pokładów wyżej leżących zaobserwowano silny opad skał stropowych oraz niekorzystną deformację stropnic, dlatego też wprowadzono lokalnie dodatkowe wzmocnienie za pomocą podciągów i stojaków (*Bobek i in. 2012b*).

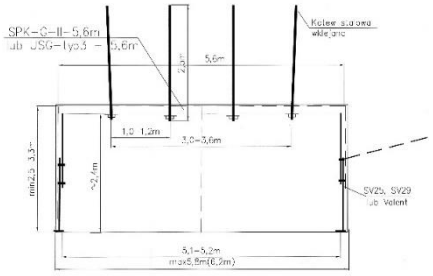
Podstawowe dane geologiczno-górnicze przedstawiono w tabeli 2, natomiast widok przecinki wraz z przyjętym schematem kotwienia przedstawia rys. 3 i 4.

2.3. Zastosowane rozwiązanie obudowy typu ŁPrP

Kopalnia „Knurów-Szczygłowice” prowadząc eksploatację w pokładach warstw orzeskich, rudzkich oraz siodłowych, tj. miedzy innymi w pokładach 357+358, 405/1, 407/1, 408/1, 408/2, 413/1 oraz w pokładzie 501, których grubość zawiera się w granicach od 1,8÷4,7 m, zaprojektowała i wykonała przecinki ścianowe w obudowie spłaszczonej typoszeregu ŁPrP.

Tabela 2 Charakterystyka warunków geologiczno–górniczych

Mapa profilu pokładu	Wyniki badań penetrometrycznych	Podstawowe dane oraz zaszłości eksploatacyjne
	 **G_p - 52/04, gdzie: R_c = 40,59 MPa** **R_c (dla h=3m) = 31,55 MPa**	głębokość zalegania: **700 m** nachylenie przecinki: **~ 18°** długość przecinki: **250 m** krawędzie pokładu: **355 – 147 m** **357+358 – 93 m** **359 – 74 m**



Rys. 3. Konstrukcja obudowy przecinki ścianowej 14 w pokładzie 401/1



Rys. 4. Widok przecinki ścianowej 14 w pokładzie 401/1

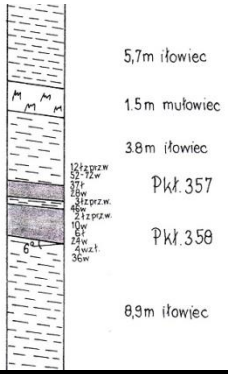
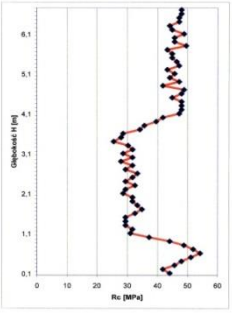
Obudowa ŁPrP pozwala wprowadzić sekcję obudowy zmechanizowanej do przecinki ścianowej bez dodatkowego wypełniania przestrzeni między obudową podporową a obudową zmechanizowaną i uzyskać prawidłowe rozparcie obudowy zmechanizowanej. Problemy przy zastosowaniu takiego typu obudowy występują na etapie drążenia przecinek w rejonie wpływu zaszłości eksploatacyjnych (krawędzi pokładów) w rejonach których obudowa wymaga zagęszczenia rozstawu odrzwi, zwiększenia ciężaru kształtownika oraz ich dodatkowego wzmocnienia.

Doświadczenia z zastosowań obudów typu ŁPrP przedstawiono na przykładzie przecinki ścianowej 40 w pokładzie 357+358 z analizą warunków górniczo-geologicznych. Przecinka ścianowa 40 została wykonana w obudowie ŁPrP/V29/24/4/A w rozstawie odrzwi co 0,75 m. Mimo dużej wytrzymałości skał stropowych na ściskanie – około 40 MPa (tabela 3) – konieczne było dodatkowe wzmocnienie obudowy w postaci podciągów drewnianych podbudowanych stojakami drewnianymi. W rejonie zaszłości eksploatacyjnych (tabela 3) stosowano dwa podciągi drewniane podbudowane stojakami drewnianymi, a na pozostałym

odcinku jeden podciąg ze stojakiem. Koncentracje naprężeń od krawędzi pokładów wyżej leżących prowadziły do deformacji obudowy, co potwierdza jej niewystarczającą podporność w przejęciu zwiększonych obciążeń od strony górotworu. Zastosowane wzmocnienie w postaci stojaków drewnianych pozwoliło docelowo zachować gabaryty przecinki, jednak stanowiło ono w późniejszym etapie zbrojenia projektowanej ściany utrudnienie podczas transportu sekcji obudowy zmechanizowanej przy użyciu kolejki spągowej. W praktyce obudowa typu ŁPrP w trudnych warunkach geologiczno-górniczych bez stosowania dodatkowych wzmocnień stwarza zagrożenie utraty stateczności wyrobiska (*Bobek i in. 2012b*).

Przykłady zastosowania obudowy typoszeregu ŁPrP w warunkach kopalni przedstawiono na rys. 5 i 6.

Tabela 3 Charakterystyka warunków geologiczno–górniczych

Mapa profilu pokładu	Wyniki badań penetrometrycznych	Podstawowe dane oraz zaszłości eksploatacyjne
	 **G_p - 49/10, gdzie: R_c = 39,47 MPa**	głębokość zalegania: **850 m** nachylenie przecinki: **~ 18°** długość przecinki: **250 m** krawędzie pokładu: **pokł. 355 – 42 m** **pokł. 361 – 50 m**

2.4. Zastosowane rozwiązania obudowy typu ŁPKO

Kopalnia „Knurów-Szczygłowice" pozyskał szereg doświadczeń w zakresie stosowania obudowy typu ŁPKO w pokładach 401/1, 405/3 i 408/1, których grubość waha się w granicach od 2,2÷4,0 m. Obudowa typoszeregu ŁPKO podobnie jak obudowy typoszeregu ŁPrP, pozwala wprowadzić sekcję obudowy zmechanizowanej do przecinki ścianowej bez dodatkowego wypełniania przestrzeni między obudową podporową, a obudową zmechanizowaną i uzyskać prawidłowe rozparcie obudowy zmechanizowanej. Stosowane obudowy typu ŁPKO/V32/9/9, ŁPKO/V32/10/10 i ŁPKO/V32/8II/9 również wymagają wzmocnienia na etapie ich drążenia (bezpośrednio poza strefą manewrową kombajnu).

Przykładem zastosowania obudowy typoszeregu ŁPKO jest przecinka ścianowa 6 w pokładzie 405/3, która została zaprojektowana w obudowie podporowej ŁPKO/V32/10/10 i została wydrążona w rozstawie odrzwi obudowy co 0,75 m (*Wardas i in. 2012*). Przecinka znalazła się w zasięgu wpływów krawędzi pokładów wyżej leżących oraz niewybranej resztki pokładu 405/3 (tabela 4). Ze względu na trudne warunki geologiczno-górnicze obudowę przecinki wzmocniono przez zabudowę stojaków stalowych typu SV29t.



Rys. 5. Widok przecinki ścianowej 40 w pokładzie 357+358 w rejonie występowania zaszłości eksploatacyjnych

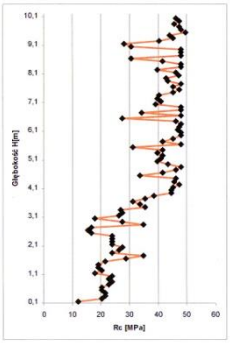


Rys. 6. Widok przecinki ścianowej 5 w pokładzie 408/2

Obudowę stabilizowano dodatkowo dwoma podciągami stalowymi mocowanymi do łuków stropnicowych (rys. 7). Dla poprawy warunków stropowych w strefach dużego zruszenia skał stropowych prowadzono wyprzedzające klejenie i prętowanie warstw stropowych z czoła przodka (*Bobek i in. 2012b*).

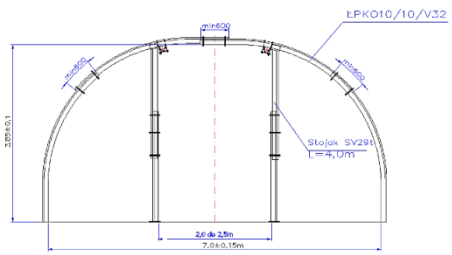
Rozmieszczenie stojaków stalowych wzmacniających (w dwóch rzędach) obudowę ŁPKO przecinki, pozwoliło w późniejszym etapie na bezkolizyjny transport kolejką spągową sekcji obudowy zmechanizowanej.

Tabela 4 Charakterystyka warunków geologiczno–górniczych

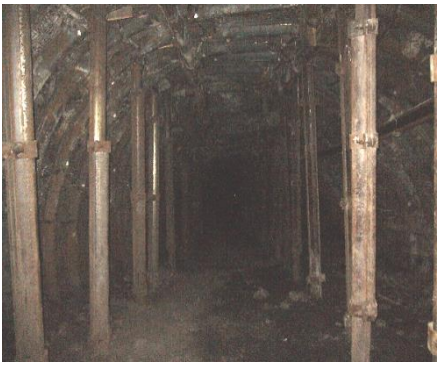
Mapa profilu pokładu	Wyniki badań penetrometrycznych	Podstawowe dane oraz zaszłości eksploatacyjne
	 **G_p - 08/08, gdzie: R_c = 36,22 MPa**	głębokość zalegania: **750 m** nachylenie przecinki: **~ 18°** długość przecinki: **250 m** krawędzie pokładu: **404/1 – 94 m** **404/5 – 43 m** **405/1 – 27 m**

2.5. Zastosowane rozwiązania obudowy typu ŁPSp3R

W wyniku stale wzrastającej głębokości eksploatacji oraz coraz to większych gabarytów wysokowydajnych kompleksów ścianowych, kopalnia już ponad 10 lat temu przystąpiła do wykonywania przecinek ścianowy w obudowach spłaszczonych typoszeregu ŁPSp.



Rys. 7. Obudowa ŁPKO/V32/10/10 przecinki ścianowej 6 w pokładzie 405/3

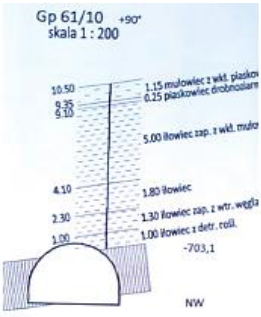
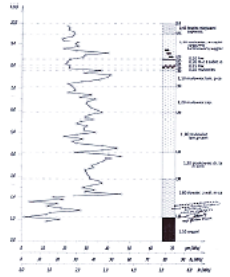


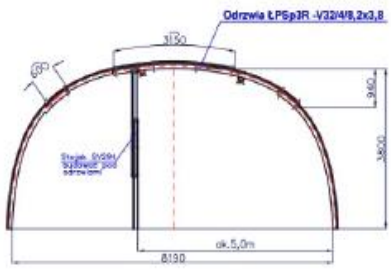
Rys. 8. Widok obudowy ŁPKO/V32/10/10 w przecince ścianowej 6 w pokładzie 405/3

Obudowy te charakteryzują się zwiększoną długością zakładek na łukach stropnicowych, co znacznie zwiększa ich nośność w odniesieniu do innych typoszeregów obudów specjalnych. Dodatkową zaletą nowej konstrukcji obudowy spłaszczonej było stworzenie rozwiązania w którym wymuszona została praca konstrukcji podatnej z przesuwem na złączach łuków ociosowych i stropnicowych i uzyskiwania wzmacniania się obudowy, tak aby obciążenie niszczące odrzwia nie było mniejsze od odrzwi pracujących w stanie podatnym. Zastosowanie obudowy typoszeregu ŁPSp3R w warunkach kopalni „Knurów-Szczygłowice" pozwoliło zastosować odrzwia o szerokości dochodzącej do 9,2 m i wysokości 3,8 m. Ponadto zastosowanie obudowy ŁPSp3R pozwoliło niejednokrotnie zminimalizować wzmocnienie obudowy w postaci podpór stalowych.

Przykładem zastosowania typoszeregu ŁPSp3R było wykonanie rozcinki ścianowej 15c w pokładzie 405/1 w Ruchu Szczygłowice w odrzwiach z kształtownika V32 ze stali S480W w rozstawie co 0,75 m, przy projektowanej szerokości wyrobiska wynoszącej 8,2 m i wysokości 3,8 m. Wzmocnienie obudowy realizowano poprzez zabudowę stojaków SV29t co drugie odrzwia, a dodatkową stabilizacje odrzwi stanowiły dwa podciągi stalowe z kształtownika V29 (*Głuch i in. 2017*). Sposób wzmocnienia obudowy oraz widok przecinki przedstawiono na poniższych rysunkach, natomiast podstawowe warunki geologiczno-górnicze zamieszczono w tabeli 5.

Tabela 5 Charakterystyka warunków geologiczno–górniczych

Mapa profilu pokładu	Wyniki badań penetrometrycznych	Podstawowe dane oraz zaszłości eksploatacyjne
	 **G_p - 61/10, gdzie: R_c = 26,00 MPa**	głębokość zalegania: **1000 m** nachylenie przecinki: **~ 12°** długość przecinki: **200 m**



Rys. 9. Odrzwia obudowy ŁPSp3R/V32/4/8,2x3,8



Rys. 10. Widok zabudowy sekcji obudowy zmechanizowanej w przecince ścianowej 15c

2.6. Zastosowane rozwiązania obudowy typu ŁPSpA

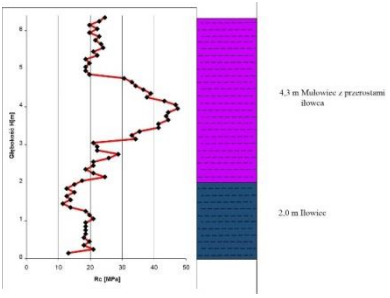
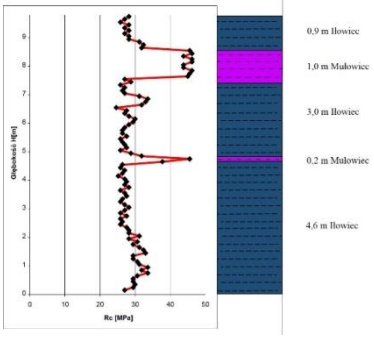
Kolejnym krokiem dla usprawnienia rozruchu ściany w warunkach kopalni „Knurów-Szczygłowice" było zastosowanie obudowy asymetrycznej z dłuższym łukiem ociosowym od strony projektowanego ociosu ścianowego. Obudowę typoszeregu ŁPSpA zastosowano w blisko dziesięciu przecinkach ścianowych o szerokości od 5,8 m do 8,2 m i wysokości od 3,5 m do 3,8 m. Odrzwia w poszczególnych przecinkach budowano w rozstawie od 0,6 m do 1,25 m. W wszystkich przypadkach wyrobiska zachowały w pełni swoją stateczność nawet przy ograniczonym wzmocnieniu odrzwi podporami stalowymi bądź przy wykorzystaniu stojaków drewnianych.

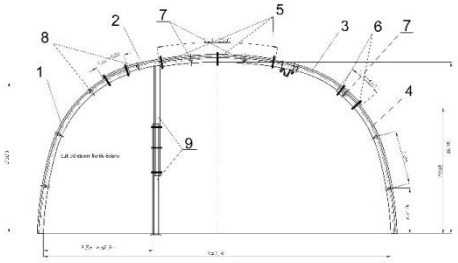
Przykładem zastosowania obudowy typoszeregu ŁPSpA jest wykonanie przecinki ścianowej 8 w pokładzie 405/3. Przecinkę na długości zasadniczego odcinka wykonano w obudowie ŁPSpA/V32/4/7,2x3,8, a na długości wnęki kombajnowej w obudowie ŁPSpA/V32/4/7,8x3,8. Przecinkę ścianową 8 wykonano w rozstawie odrzwi co 0,75 m. Obudowę stabilizowano dodatkowo podciągiem stalowym i podbudowywano stojakiem stalowym SV29t w miejscach podwieszenia trasy kolejki spalinowe, co praktycznie miało miejsce co drugie lub co trzecie odrzwia (*Głuch i in. 2017*). Sposób wzmocnienia obudowy oraz widok przecinki przedstawiono na poniższych rysunkach, natomiast podstawowe warunki geologiczno-górnicze zamieszczono w tabeli 6.

2. PERSPEKTYWICZNE ROZWIĄZANIA PRZECINEK ŚCIANOWYCH W KOPALNI „KNURÓW-SZCZYGŁOWICE"

Wieloletnie doświadczenia nabyte podczas drążenia przecinek (rozcinek) ścianowych w warunkach kopalni „Knurów-Szczygłowice" pozwoliły przyjąć zastosowanie odrzwi obudowy asymetrycznej ŁPSpA jako konstrukcji najbardziej optymalnej. Konstrukcja wszystkich typoszeregów obudów spłaszczonych wymaga w wielu przypadkach stosowania ich wzmocnienia. Stosowanie stojaków stalowych jako elementu wzmocnienia przysparza w późniejszym etapie – etap zbrojenia ściany – spore utrudnienia z lokowaniem koryt przenośnika ścianowego oraz zestawów sekcji obudowy zmechanizowanej, wymuszając ich przebudowę.

Tabela 6 Charakterystyka warunków geologiczno–górniczych

Wyniki badań penetrometrycznych wraz z profilem	Podstawowe dane oraz zaszłości eksploatacyjne
 **G_p - 26/09, gdzie: R_c = 24,89 MPa**  **G_p – 46c/15, gdzie: R_c = 30,40 MPa**	głębokość zalegania: **850 m** nachylenie przecinki: **~ 18°** długość przecinki: **150 m** krawędź pokładu: **404/1 – 100 m**



Rys. 11. Odrzwi obudowy ŁPSpA/V32/4/7,2x3,8 dla rozcinki ściany 8:
1 – łuk ociosowy dłuższy, 2 – łuk stropnicowy krótszy, 3 – łuk stropnicowy dłuższy, 4 – łuk ociosowy krótszy, 5 – strzemiona na zakładce stropnicowej – 3 sztuki, 6 – strzemiona na zakładce łuku stropnicowego z ociosowym – 2 sztuki, 7 – podciąg stalowy z kształtownika min. V29 w rejonie osi, 8 – rozpora normalna stabilizowana, 9 – stojak SV29t



Rys. 12. Widok przecinki ściany 8 w pokładzie 405/3 w obudowie ŁPSpA/V32/4/7,2 x 3,8 w rozstawie odrzwi co 0,75 m wzmocnionej stojakami stalowymi co drugie lub co trzecie odrzwia

Kopalnia, aby zoptymalizować etap zbrojenia ściany, przystąpiła do stosowania przykotwienia obudowy ŁPSpA w miejsce zabudowy stojaków stalowych. Kotwienie obudowy realizowano w odległości maksymalnie 20 m od czoła przodka, pomimo lokalizacji przecinki ścianowej na głębokości około 1000 m i w zasięgu wpływu krawędzi pokładu wyżej leżącego. Przyjęte założenie kotwienia poza strefą manewrową kombajnu oparto na przeprowadzonych badaniach endoskopowych, penetrometrycznych w obu chodnikach przyścianowych. Badania endoskopowe wykonano przy użyciu kamery inspekcyjnej VIS250 (rys. 13) w otworach o długości około 10 m.

Przeprowadzone badania endoskopowe w otworze badawczym wykonanym w chodniku podścianowym wykazały zaledwie jedną nieciągłość struktur skalnych w postaci szczeliny podłużnej na głębokości otworu od 1,20 m do 1,45 m, natomiast w chodniku nadścianowym drążonym wzdłuż zrobów stwierdzono występowanie siedmiu nieciągłości struktur skalnych. W obu otworach stwierdzono występowanie niespękanego górotworu na głębokości około 2,0÷5,0 m (rys. 14), co pozwoliło zastosować niskie kotwienie górotworu kotwami o długości 3,0 m i nośności min. 140 kN. Przykotwienie obudowy typoszeregu ŁPSpA/V32/4/7,5x3,5 realizowano jedną parą kotwi przy rozstawie odrzwi co 0,8 m. Widok rozcinki w obudowie ŁPSpA przedstawiono na rys. 15 i 16.

W trakcie drążenia rozcinki na bieżąco prowadzono monitoring rozwarstwień warstw stropowych przy pomocy rozwarstwieniomierzy. Zabudowano rozwarstwieniomierze niskiego i wysokiego kotwienia, tj. kotwiczki wskaźników umieszczono w otworach na głębokości 3,5 m (0,3 m powyżej pakietu skotwionych skał) i 6,5 m (0,3 m powyżej podwójnego pakietu skotwionych skał). Prowadzone pomiary nie odnotowały rozwarstwień warstw stropowych.

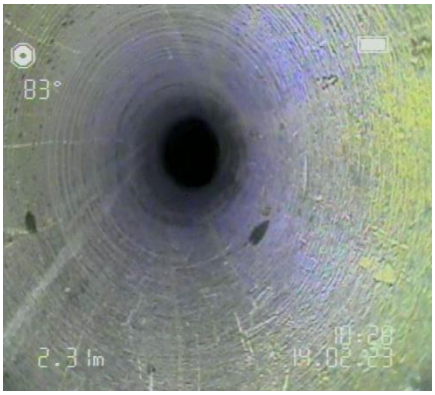
Przyjęte założenia projektowe wymagały również kontroli prawidłowości zabudowy kotwi, co sprowadzało się do pomiaru nośności kotwi poprzez ich wyrywanie. W trakcie prowadzonych prób na wyrywanie nie stwierdzono nieprawidłowo osadzonych kotwi w górotworze.

a) b)





Rys. 13. System inspekcyjny VIS 250
a). kamera inspekcyjna
b). kolorowa mini głowica



Rys. 14. Widok struktury skalnej w otworze badawczym - 2,31 m głębokości otworu w miejscu osadzania kotwi



Rys. 15. Widok obudowy ŁPSpA/V32/4/7,5x3,5 bezpośrednio w przodku wyrobiska



Rys. 16. Widok obudowy ŁPSpA/V32 /4/7,5x3,5 przykotwionej jedna parą kotwi

4. PODSUMOWANIE

Stale istnieje konieczność poszukiwania nowych i doskonalenia istniejących rozwiązań obudów przecinek ścianowych, z których rozpoczyna swój bieg ściana wydobywcza. Rozwiązanie obudowy przecinki ścianowej powinno zapewnić stateczność wyrobiska przy występowaniu obciążeń statycznych i dynamicznych, funkcjonalność w okresie wykonania i zbrojenia ściany, prosty i szybki rozruch ściany.

Doświadczenia praktyczne przy stosowaniu różnych konstrukcji obudów spłaszczonych wykazały, że w trudnych warunkach geologiczno-górniczych ograniczoną przydatność mają obudowy typu ŁPrP, ŁPKO wymagające dodatkowego wzmacniania stojakami pośrednimi oraz pracochłonnego etapu uruchamiania ściany wydobywczej.

Najbardziej optymalnym typoszeregiem obudów spłaszczonych do przecinek ścianowych w warunkach kopalni „Knurów-Szczygłowice" jest typoszereg asymetryczny ŁPSpA pozwalający na bezawaryjny rozruch ściany i stosowanie ograniczonej ilości podpór stalowych.

Doświadczenia dołowe nabyte w trakcie wcześniejszego stosowania obudowy podporowo-kotwowej pozwoliły podjąć próbę przykotwienia obudowy ŁPSpA w trakcie drążenia przecinki ścianowej w odległości nie większej niż 20 m od czoła, przy jednoczesnym zwiększeniu rozstawu odrzwi, po uprzednim właściwym rozeznaniu warunków geologiczno-górniczych przy pomocy badań endoskopowych struktur skalnych.

Istotnym elementem weryfikacji przyjętych założeń projektowych jest prowadzony ciągły monitoring rozwarstwień skał stropowych oraz szeroko pojęta kontrola wykonania obudowy kotwowej (sprawdzenie zgodności elementów obudowy, sprawdzenie sprzętu wiercąco-kotwiącego, sprawdzenie prawidłowości zabudowy kotwi, kontrola stateczności wyrobiska).

Literatura

[1] Bobek R., Śledź T., Ratajczak A., Mąka B., Głuch P. 2012a: Rozwiązanie i doświadczenia ze stosowania obudowy prostej podporowo-kotwiowej w rozcince ścianowej nr 14 w pokładzie 401/1 Z.N. Pol. Śl. Górnictwo nr 293, 2012r.

[2] Bobek R., Śledź T., Ratajczak A., Mąka B., Głuch P. 2012b: Doświadczenia ze stosowania obudów podporowych-kotwiowych w przecinkach ścianowych w kopalni „Knurów-Szcygłowice" Ruch Knurów. Z.N. IGSMiE PAN nr 82, 2012r.

[3] Dragon T., Głuch P. 2006: Obudowy łukowe spłaszczone dla przecinek rozruchowych – problemy projektowania – przykłady zastosowań. Budownictwo Tunelowe i Górnicze nr 2, 2006r.

[4] Głuch P., Preidl W. 2000.: Nowy typoszereg obudów łukowych spłaszczonych OŁS dla przecinek ścianowych. Budownictwo Górnicze i Tunelowe Kwartalnik Naukowo-Techniczny nr 3, 2000r.

[5] Głuch P. 2003: Obudowy łukowe spłaszczone dla przecinek ścianowych. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, seria: Górnictwo z. 258, 2003r.

[6] Głuch P., Michalik G., Śledź T., Kleibert P., Ratajczak A., Sobik J. 2017.: Doświadczenia ze stosowania obudów spłaszczonych typu ŁPrP, ŁPKO, ŁPSp, ŁPSpA i ŁPSp3R w warunkach KWK „Knurów-Szczygłowice". Z.N. IGSMiE PAN nr 99, 2017r.

[7] Wardas A., Bobek R., Piecha M., Ratajczak A., Głuch P. 2012: Konstrukcja obudowy górniczej przecinki ściany o dużych gabarytach w kopalni „Knurów-Szczygłowice". Budownictwa Górnicze i Tunelowe nr 1, 2012r.

Doświadczenia z przewietrzania wyrobisk wentylacją lutniową z wykorzystaniem wentylatora WLE MARAT-900 ST

Przemysław Małecki, Jacek Godziek, Adam Otlik
Grupa Marat, Rybnik

Zbigniew Słota, Krzysztof Słota
Politechnika Śląska, Gliwice

STRESZCZENIE: W kopalniach do przewietrzania wyrobisk ślepych wykorzystuje się wentylację lutniową (ssącą, tłoczącą lub kombinowaną). Wybiegi tych wyrobisk często przekraczają 1000 m, a ze względu na zagrożenie metanowe mają również duże przekroje poprzeczne. W takich przypadkach do przewietrzania konieczne jest stosowanie wentylatorów o bardzo wysokich parametrach pracy – dużym spiętrzeniu i dużej wydajności. W artykule opisano doświadczenia ze stosowania wentylatora WLE MARAT-900 ST przy przewietrzaniu wyrobisk ślepych. Przedstawione przykłady dotyczyły wykorzystania wentylatora w układach wentylacji ssącej, tłoczącej i kombinowanej.

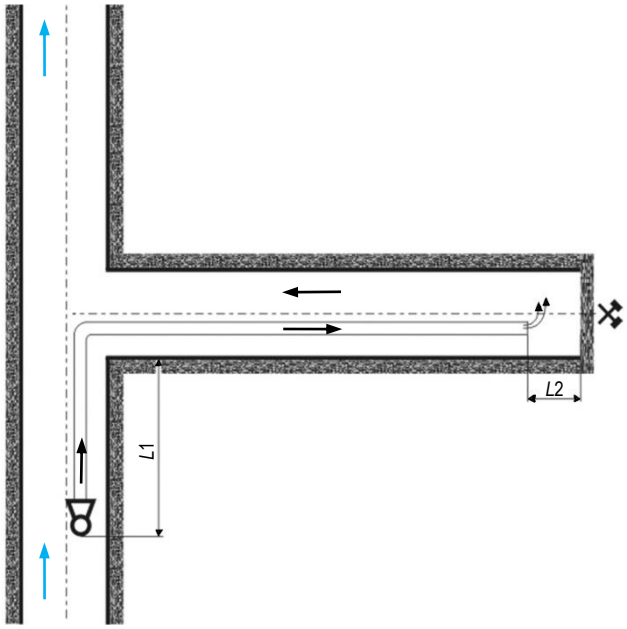
SŁOWA KLUCZOWE: przewietrzanie wyrobisk, wentylatory lutniowe, wentylacja ssąca, wentylacja tłocząca, wentylacja kombinowana

1. WPROWADZENIE

Przewietrzanie wyrobisk ślepych w kopalni (np. udostępniających czy przygotowawczych) odbywa się przy wykorzystaniu wentylacji lutniowej (ssącej, tłoczącej lub kombinowanej). Ponadto, zgodnie z przepisami [1, 2, 3] muszą być zachowane odpowiednie odległości lutniociągu od czoła przodka, stosowane właściwe zabezpieczenia metanometryczne, urządzenia odpylające, czy urządzenia chłodnicze. Przepływ powietrza w lutniociągu uzyskuje się za pomocą wentylatorów.

Wentylacja tłocząca (rys. 1.1.) jest powszechnie wykorzystywana w kopalniach o dużym zagrożeniu metanowym i charakteryzuje się doprowadzaniem większej ilości powietrza do przodka wyrobiska niż wentylacja ssąca. W przypadku wysokiego zagrożenia pożarowego przy eksploatacji pokładów grubych, gdzie wcześniej prowadzona była eksploatacja na warstwy, korzystniejsze okazuje się również stosowanie wentylacji tłoczącej [4]. Wentylacja tłocząca składa się z zasadniczego lutniociągu, do którego podłączony jest wentylator w

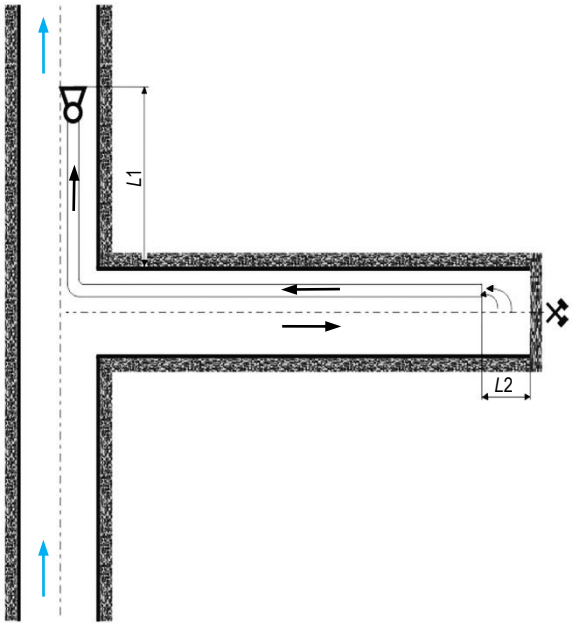
wyrobisku z opływowym prądem powietrza. W wentylacji tłoczącej dodatkowo mogą być zabudowane chłodnice powietrza.



Rys. 1.1. Schemat z przykładową wentylacją lutniową tłoczącą: *L* – odległość zabudowy poszczególnych elementów wentylacji lutniowej [5]

Figure 1.1. Diagram with example of pressurised lute ventilation: L - installation distance of the individual lute ventilation components [5]

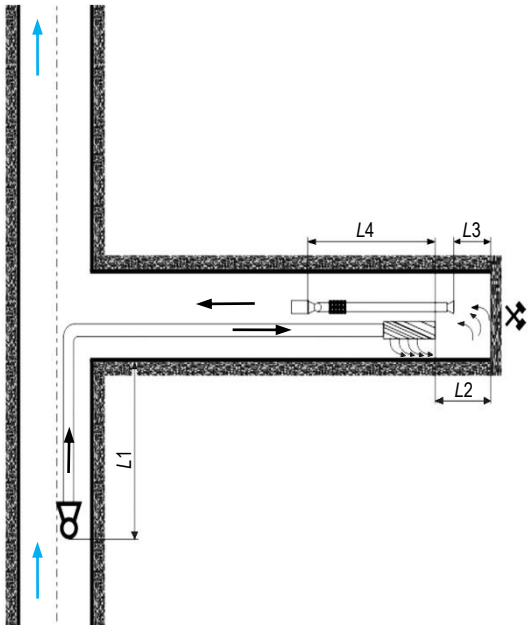
Wentylacja ssąca składa się z zasadniczego lutniociągu ssącego, którym przepływa powietrze ze strefy przodkowej wyrobiska do prądu opływowego (rys. 1.2.). Wentylacja ssąca jest mniej korzystna przy zagrożeniu klimatycznym i metanowych, chociaż wykorzystywana w niektórych kopalniach metanowych [4].



Rys. 1.2. Schemat z wentylacją lutniową ssącą: *L* – odległość zabudowy poszczególnych elementów wentylacji lutniowej [5]

Figure 1.2. Diagram with suction lute ventilation: L - installation distance of individual lute ventilation elements [5]

Przy drążeniu wyrobiska kombajnem chodnikowym i zastosowaniu wentylacji tłoczącej konieczne jest stosowanie pomocniczego lutniociągu ssącego z urządzeniem odpylającym w strefie przodkowej. Rozwiązanie to nosi nazwę wentylacji kombinowanej (rys. 1.3.). Skuteczność odpylania powietrza w wentylacji kombinowanej jest lepsza niż w przypadku wentylacji ssącej. Zasadniczy lutniociąg tłoczący w polach metanowych musi być zakończony lutnią wirową. Może być również wyposażony w zasobnik lutniowy. Do wentylacji kombinowanej zalicza się również wentylację z zasadniczym lutniociągiem ssącym i dodatkowym lutniociągiem tłoczącym w strefie przodkowej.



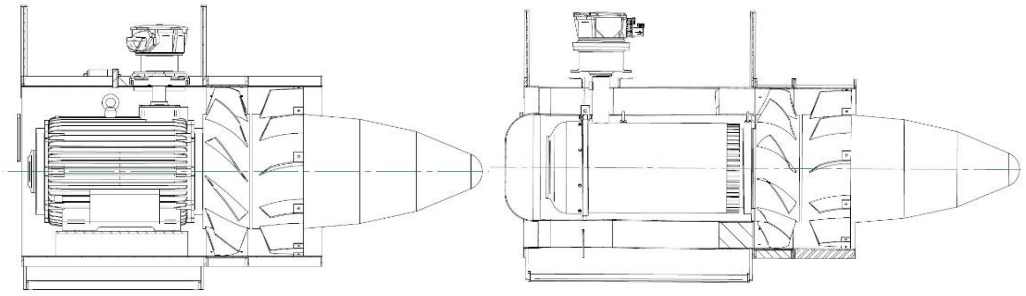
Rys. 1.3. Schemat z wentylacją lutniową kombinowaną: *L* – odległość zabudowy poszczególnych elementów wentylacji lutniowej [5]
Figure 1.3. Diagram with combined louver ventilation: L - installation distance of individual lute ventilation elements [5]

Do budowy lutniociągów wykorzystuje się obecnie w równej mierze lutnie metalowe, jak i elastyczne. Najczęściej stosuje się lutniociągi o średnicy 800 i 1000 mm. W przypadku lutniociągów ssących dobiera się wentylatory o średnicach wirnika większych od średnicy lutniociągu. W przypadku lutniociągów tłoczących często wystarczające są wentylatory typoszeregu niższego, np. dla lutniociągów 800 mm — wentylatory typoszeregu 600. Jest to związane przede wszystkim z większymi oporami lutniociągów ssących, które wynikają z konieczności stosowania odpylaczy stacjonarnych przy urabianiu kombajnem. Przy kilkusetmetrowym lutniociągu w wyrobisku nie da się uniknąć nieszczelności powstających przy łączeniu poszczególnych lutni, co powoduje ucieczki powietrza.
Zasadniczy lutniociąg tłoczący w polach metanowych II, III i IV kategorii zagrożenia metanowego musi być zakończony lutnią wirową. W warunkach I kategorii zagrożenia metanowego może być wyposażony w lutnię perforowaną. Do wentylacji kombinowanej zalicza się również wentylację z zasadniczym lutniociągiem ssącym i dodatkowym lutniociągiem tłoczącym w strefie przodkowej. Przy urabianiu kombajnem przodka chodnikowego problem może powstać w momencie awarii lub planowanej przerwy w pracy wentylatora.

2. WENTYLATOR MARAT 900-ST

Dostępne wentylatory z napędem elektrycznym produkowane są jako urządzenia grupy I kategorii M2 (rys. 2.1.). Oznacza to, że urządzenia przeznaczone są do pracy pod ziemią w kopal-

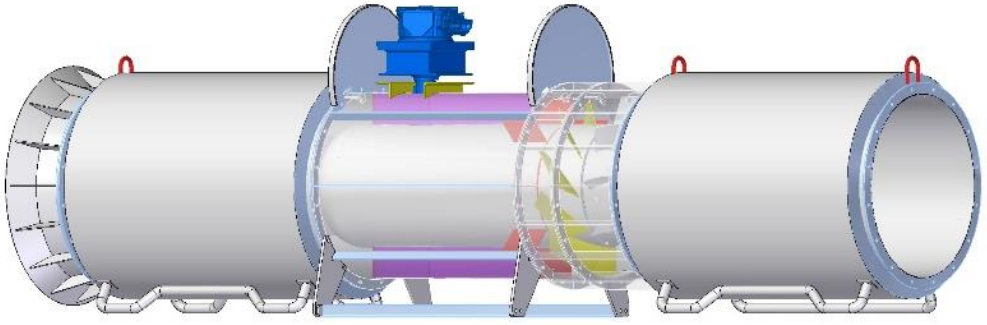
niach i w nadziemnej części kopalń zagrożonych wybuchem gazu lub pyłu. Kategoria M2 informuje, że urządzenie posiada wysoki poziom bezpieczeństwa, ale musi być wyłączane w przypadku wystąpienia atmosfery wybuchowej. Czoło wyrobiska zostaje wtedy zagazowane do stężenia nawet kilkudziesięciu procent metanu.
Silniki elektryczne wentylatorów lutniowych wytwarzają ciepło podczas pracy. Taki silnik może być chłodzony strumieniem powietrza wytwarzanym przez łopatki wirnika. W polach metanowych od II kategorii zagrożenia metanowego silnik elektryczny nie może mieć kontaktu ze strumieniem powietrza wytworzonym przez łopatki wirnika. Konstrukcja obudowy wentylatora wymusza chłodzenie powietrzem przepływającym w wyrobisku, gdzie zabudowany jest wentylator lutniowy.



Obudowa typu A Obudowa typu B

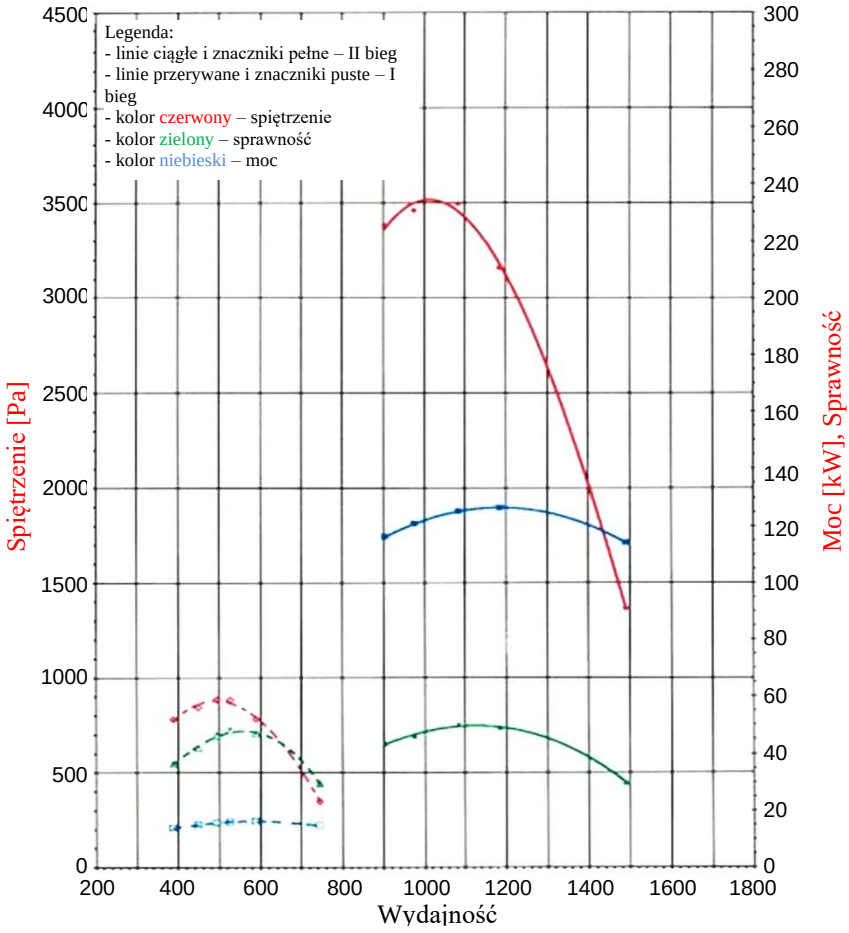
Rys. 2.1. Rodzaje typów obudowy [5]
Figure 2.1. Types of enclosure types [5]

Wszystkie przedstawione w rozdziale 1. sposoby przewietrzania wyrobisk z wentylacją lutniową zapewniają wentylatory o dużej wydajności i sprawności, do których należy wentylator MARAT 900-ST (rys. 2.2.).



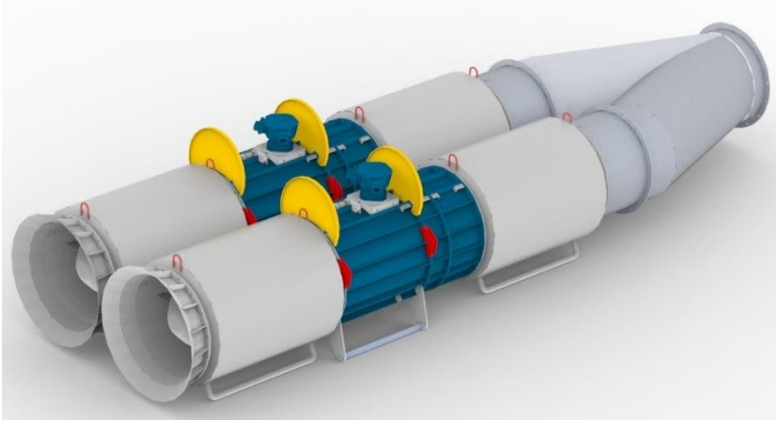
Rys. 2.2. Wentylator MARAT 900-ST – rysunek ideowy [5]
Figure 2.2. Fan MARAT 900-ST - conceptual drawing [5].

Charakterystyka pracy wentylatora MARAT 900-ST została przedstawiona na rysunku 2.3.



Rys. 2.3. Charakterystyka pracy wentylatora MARAT 900-ST [5]
Figure 2.3. Operating characteristics of the MARAT 900-ST fan [5]

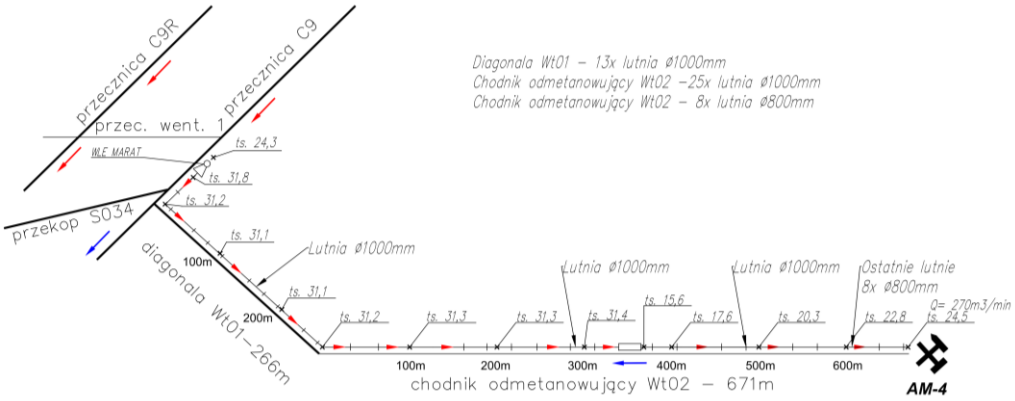
Wentylator MARAT 900-ST może być skonfigurowany w układzie pracy równoległej, zależnie od potrzeb ruchowych przewietrzanego wyrobiska (rys. 2.4.).



Rys. 2.4. Wentylatory MARAT 900-ST – połączenie równoległe [5]
Figure 2.4. MARAT 900-ST fans - parallel connection [5]

3. PRZYKŁADY PRZEWIETRZANIA WYROBISK WENTYLACJĄ LUTNIOWĄ Z WYKORZYSTANIEM WENTYLATORA WLE MARAT-900 ST

Wentylatory MARAT można wykorzystywać również w układach doświeżania wylotu ze ścian. Wentylator MARAT 900-ST zastosowany w PGG SA Oddział Sośnica dostarcza świeże powietrze do wylotu ze ściany w chodniku nadścianowym xa 104 w pokładzie 417/1. Długość całkowita lutniociągu wynosi 1040 m. Na odcinku trasy lutniociągu jest jeden zakręt 90°. Ze względu na gabaryty chodnika przyścianowego lutniociąg jest stopniowany od średnicy: 1200 mm, 1000 mm, 800 mm aż do 600 mm na wylocie przed skrzyżowaniem ze ścianą. Z dokonanych pomiarów wynika, że wentylator pobiera około 800 m^3/min, a na końcu lutniociągu wypływa około 300 m^3/min. Te wielkości są wynikiem zmniejszania się średnicy lutniociągu, co powoduje dławienie samego wentylatora. Przy metanowości bezwzględnej ściany 21,5 m^3 CH_4/min układ ten z wentylatorem doświeżającym znacznie zmniejsza zagrożenie metanowe w rejonie.
Kolejnym przykładem jest wykorzystanie wentylatora do przewietrzania drążonego wyrobiska przeznaczonego do odmetanowania wyznaczonej partii pokładu 413/1 w KWK „Sośnica”. W celu zapewnienia właściwych warunków klimatycznych w drążonym wyrobisku zastosowano również chłodnicę powietrza (rys. 3.1.).



Rys. 3.1. Schemat przewietrzania chodnika odmetanowującego [5]
Figure 3.1. Diagram of de-methanation gallery ventilation [5]

4. PODSUMOWANIE

Przy doborze rodzaju wentylacji lutniowej, a także dla zapewnienia odpowiedniej ilości powietrza w przodku, należy uwzględnić następujące czynniki:

- prognozowana metanowość wyrobiska,
- prognozowana temperatura skał,
- zabudowane urządzenia, napędy odstawy, napędy spalinowe kolejek do transportu załogi i materiałów, urządzenia odpylające.

Uwzględnienie powyższych czynników pozwala na określenie ilości powietrza niezbędnej do utrzymania dopuszczalnego stężenia metanu w wyrobisku. Kolejnym ważnym elementem mającym wpływ na ilość powietrza w przodku jest prognozowana temperatura skał, czy temperatura pierwotna skał. Na wzrost temperatury w przodku duży wpływ mają zabudowane urządzenia, napędy odstawy, napędy spalinowe kolejek do transportu załogi i materiałów. Wentylator lutniowy w układzie tłoczącym również może powodować wzrost temperatury tłoczonego powietrza (rys. 3.1.). Lutnie typu „spiro" w układzie ssącym pokrywają się warstwą pyłu węglowo-kamiennego. Zwiększeniu ulega jednostkowy opór aerodynamiczny.
Wentylatory MARAT pracują m.in. w kopalniach Sośnica i ZG Sobieski. Próby ruchowe prowadzono w kopalniach Szczygłowice, Jankowice i Chwałowice.
W oparciu o zamieszczoną charakterystykę pracy i projekt przewietrzania wentylator MARAT 900-ST można stosować we wszystkich opisanych schematach przewietrzania lutniowego.

LITERATURA

[1] Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 29 stycznia 2013 r. w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych. Dz. U. 2013 poz. 230.
[2] Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych. Dz. U. 2017 poz. 1118.
[3] Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze. Dz. U. 2011 nr 163 poz. 981.

[4] Szlązak N., Obracaj D., Szlązak Ł.: Projektowanie parametrów wentylacji lutniowej w drążonych wyrobiskach podziemnych z wykorzystaniem programu komputerowego AGHWEN-3.0. Górnictwo i Geoinżynieria 2005, Rok 29, Zeszyt 3/1, str. 433-445.
[5] Marat (2023): Materiały ofertowe Grupy Marat.

EXPERIENCES OF EXCAVATION VENTILATION WITH LUTE VENTILATION USING THE WLE MARAT-900 ST FAN

In mines, lute ventilation (suction, discharge or combined) is used to ventilate blind excavations. The excavations often exceed 1,000 m and also have large cross-sections due to the methane hazard. In such cases, fans with very high operating parameters - high backpressure and high capacity - must be used for ventilation. The article describes the experience of using the WLE MARAT-900 ST fan for ventilating blind workings. The examples presented concerned the use of the fan in suction, discharge and combined ventilation systems.

Wykorzystanie konopi siewnych i lucerny w rekultywacji i zwiększeniu urodzajności gleby na terenach pokopalnianych

dr hab. inż. Jerzy Mańkowski, prof. IWNiRZ; dr inż. Jacek Kołodziej;
prof. dr hab. inż. Renata Gaj; dr inż. Przemysław Baraniecki



Lokalizacja terenów rekultywowanych w ramach realizowanego projektu

Komponent II LIFE+
POLITYKA
I ZARZĄDZANIE W ZAKRESIE ŚRODOWISKA















rozpoczęcie projektu: 01/10/2012
zakończenie projektu: 30/09/2018

Główny wykonawca projektu:
Instytut Włókien Naturalnych i Roślin Zielarskich
Współwykonawca:
Spółdzielnia Kółek Rolniczych w Kazimierzu Biskupim








W Polsce działalność górnicza związana z wydobyciem węgla brunatnego prowadzona jest na ok. **16 000 ha**, natomiast powierzchnie gruntów zdewastowanych i zdegradowanych w wyniku prowadzenia działalności przez kopalnie odkrywkowe wynoszą ponad **67 000 ha**. (GUS)

Dla porównania na świecie wydobyto **880 mln ton** węgla brunatnego. Największymi producentami tego paliwa są: Niemcy –175 mln ton, Rosja 83 mln ton, Australia 67 mln ton, Grecja 63 mln ton, Polska 60 mln ton Turcja 57 mln ton.

Założenia projektu:

Modelowe zrekultywowanie 25 ha terenów pokopalnianych przyśpieszoną innowacyjną metodą kompozytu biologicznego.

Wzrost zawartości próchnicy w glebie o około 20-50% w 6 roku projektu.

Wzrost plonów uprawianych roślin (konopie z 2 t/ha w 1 roku projektu do 5-7 ton/ha w 6 roku projektu oraz lucerny z 1 t/ha w 1 roku projektu do 7-10 ton/ha w 6 roku.

Wzrost absorpcji CO2 z atmosfery przez rośliny z 1 tony/ha w pierwszym roku projektu do 2 ton/ha w 6 roku projektu. Wykorzystanie darmowej insolacji.

Stworzenie przyjaznych siedlisk do rozwoju populacji **ptaków** i **owadów**.



Konopie włókniste:

- duża ilość biomasy,
- dobrze rozwinięty system korzeniowy.

Lucerna siewna:

- symbioza z bakteriami brodawkowymi z rodzaju *Rhizobium* posiadającymi zdolność wiązania azotu atmosferycznego,
- dobrze rozwinięty system korzeniowy.





Tereny przed rekultywacją – zastoiska wodne









Tereny rekultywowane 2013 rok





Tereny rekultywowane 2017 rok



Tereny nie objęte rekultywacją 2017 rok

Problem „zakamienienia” rekultywowanych pól



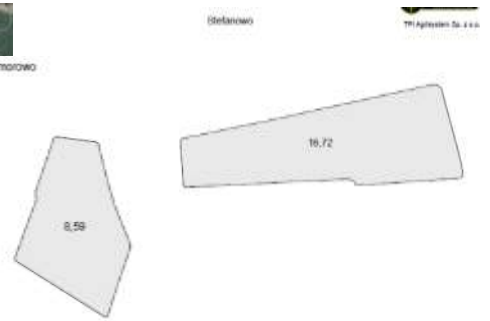
Dokonano **podziału pól** pod uprawę konopi oraz lucerny zgodnie z założonym w projekcie schematem płodozmianu.

Usunięto kamienie, które uniemożliwiały uprawę roli.

W pierwszym roku wapnowanie pola – dawka 6 ton/ha.

Przeprowadzono **zabiegi przed siewem** tj.
- potrójne talerzowanie pola,
- bronowanie,
- orkę.





W **kwietniu** na terenach rekultywowanych **wysiewano nawozy** zgodnie z planem nawożenia.
Nawożenie azotem (N) w ilości pod konopie 150 kg N/ha, pod lucernę nie stosowano nawożenia azotem.
Nawożenie fosforem (P_2O_5) - takie samo pod konopie i lucernę w ilości 150 kg P_2O_5/ha,
nawożenie potasem (K), takie samo pod konopie i lucernę w ilości 215 kg K/ha.

Na tak przygotowane pola wysiewano nasiona **konopi** odmiany **Białobrzeskie** oraz nasiona **lucerny.**
W 2016 roku zgodnie z założeniami projektowymi dokonano zamiany pól, na części pola na której wcześniej wysiana była lucerna zasiano konopie a na polu pod konopiami wysiano lucernę.

Na polach na których wysiano lucernę oraz konopie **zakładano stanowiska doświadczalne do obserwacji rozwoju systemu korzeniowego** roślin wykorzystywanych w rekultywacji.

Prowadzono obserwację populacji ptaków.

Celem wyrównania powierzchni oraz skruszenia skorupy glebowej prowadzono **zabiegi uprawowe** wałowania pola.

Wysiew nawozów







Wałowanie pola



Tereny rekultywowane po siewie roślin









Konopie – czerwiec





Konopie – lipiec





Konopie – sierpień





Lucerna – czerwiec





Lucerna - lipiec





Lucerna - sierpień

Koszenie konopi na terenach rekultywowanych







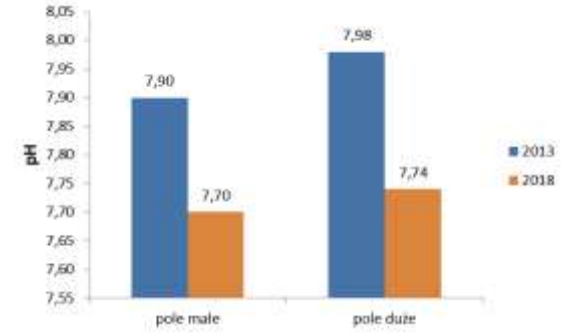


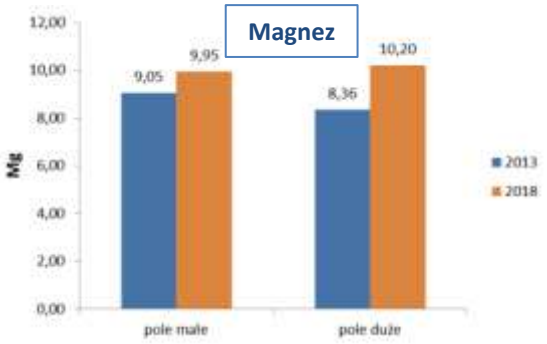


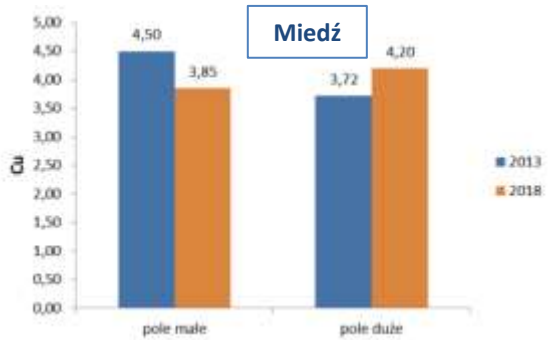


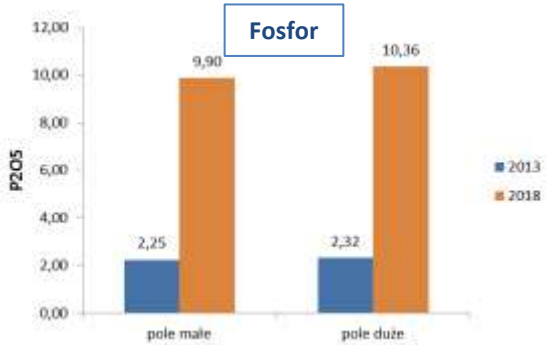


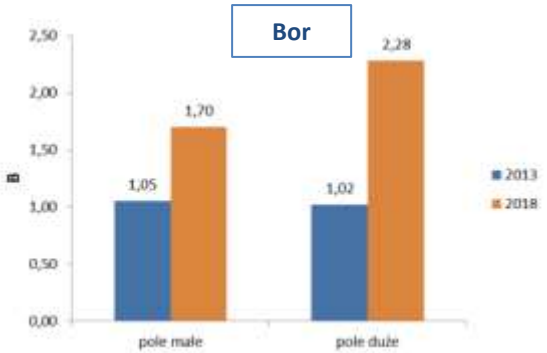
Mikro, makro elementy, odczyn gleby z terenów rekultywowanych.

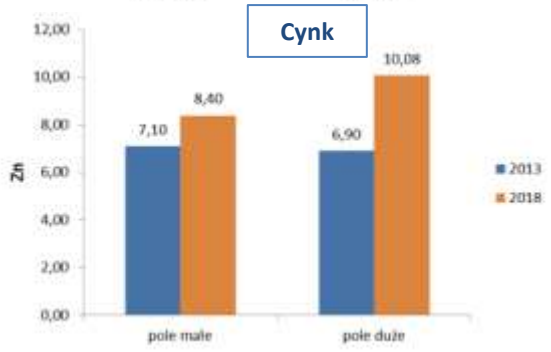


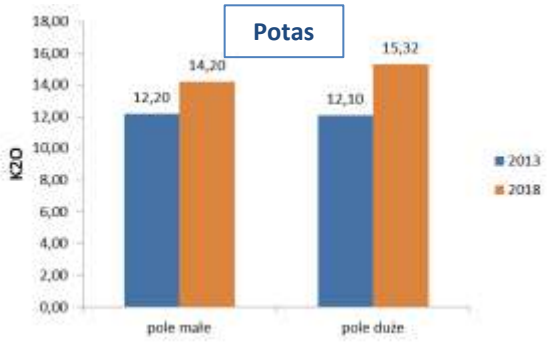


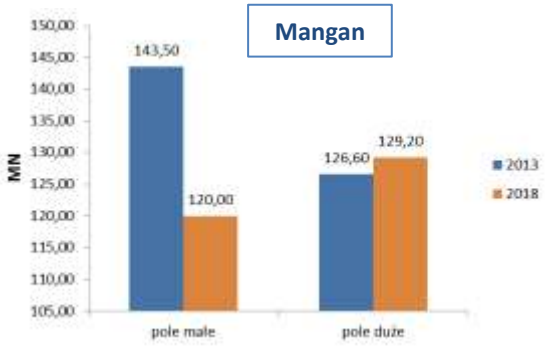


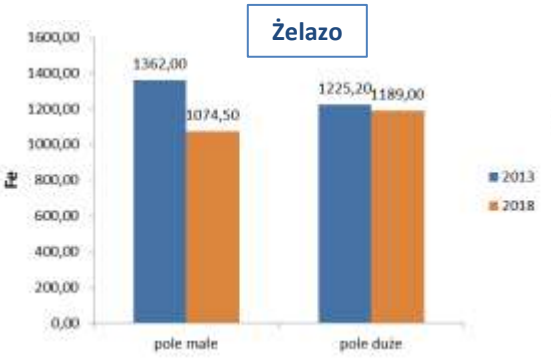








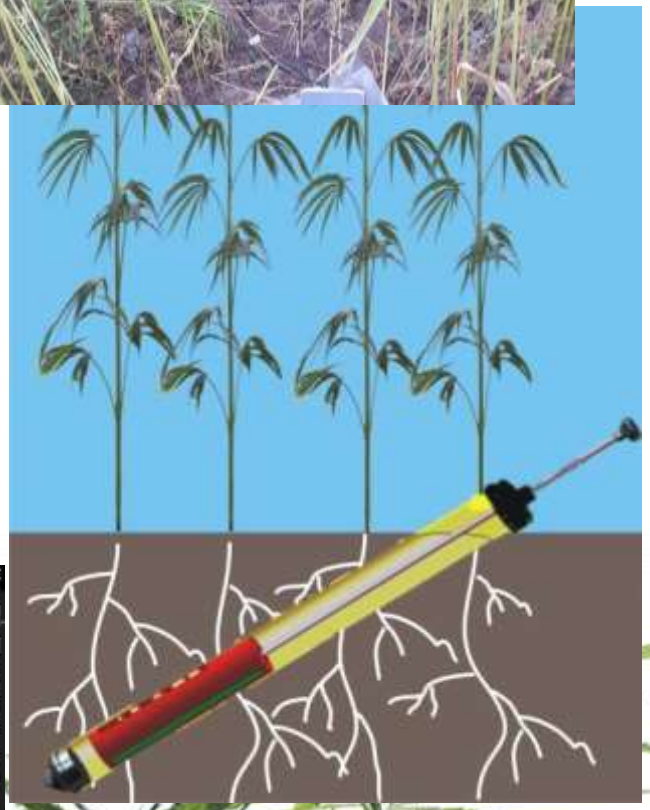


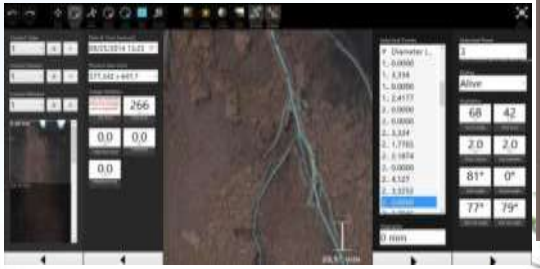


Obserwacja rozwoju systemu korzeniowego konopi włóknistych oraz lucerny siewnej



















41 dni po siewie


72 dni po siewie


121 dni po siewie


135 dni po siewie

Niektóre gatunki ptaków obserwowane na polach doświadczalnych



białorzytka



cierniówka



skowronek



potrzos



pokląskwa ♀



pokląskwa ♂



potrzos



makolągwa ♂

Średnia ilość biomasy uzyskanej z terenów rekultywowanych – **konopie włókniste**.

	Pole 1 p.m.	Pole 2 p.d.
 **Średnia ilość biomasy w kg/ha**	2013 rok	
	2 500	1 800
	2014 rok	
	2 300	1 600
	2015 rok	
	6 300	5 300
	2016 rok	
	6 800	5 900
	2017 rok	
	5 000	3 500
	2018 rok	
	6 900	**6 300**





Średnia ilość biomasy uzyskanej z terenów rekultywowanych – **lucerna siewna**.

	Pole 1 p.m.	Pole 2 p.d.
Średnia ilość biomasy w kg/ha	2013 rok	
	1 040	840
	2014 rok	
	4 800	4 200
	2015 rok	
	5 600	5 500
	2016 rok	
	2 500	2 400
	2017 rok	
	6 600	6 550
	2018 rok	
	7 200	**7 000**



Poziom próchnicy w glebie.

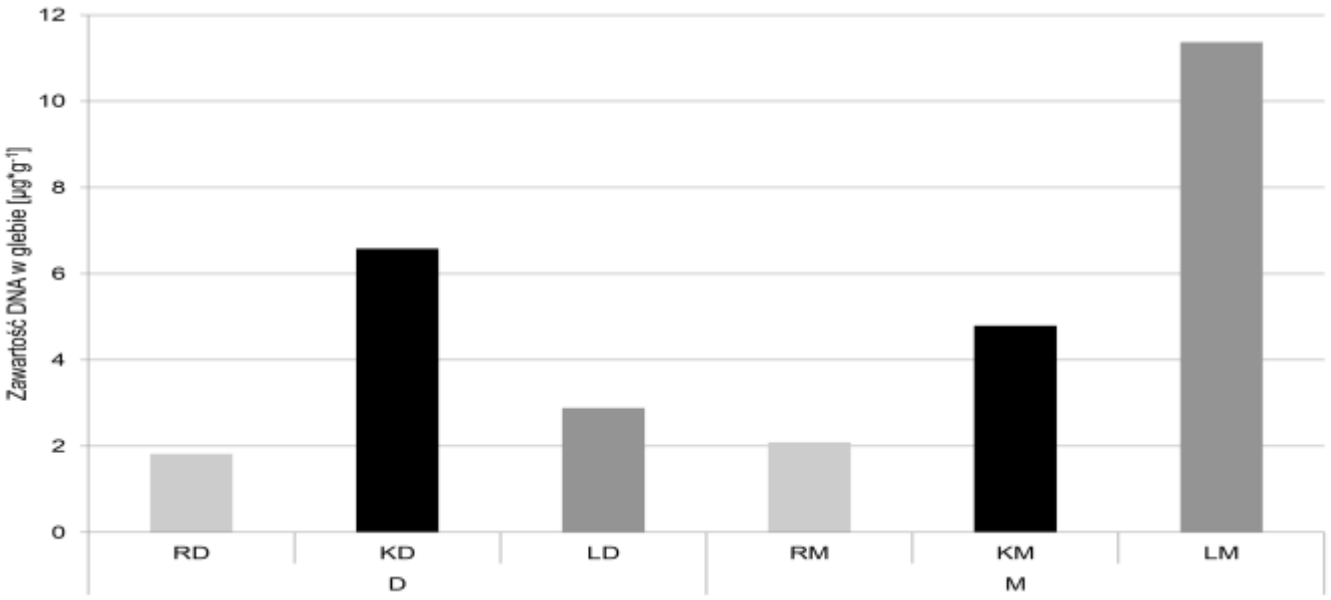
Pole	Poziom próchnicy [%]					
	2013 (przed rekultywacją)	2014	2015	2016	2017	2018
małe	1,51	2,16	2,20	3,20	2,41	3,44
duże	1,49	1,77	1,20	1,20	1,60	2,93

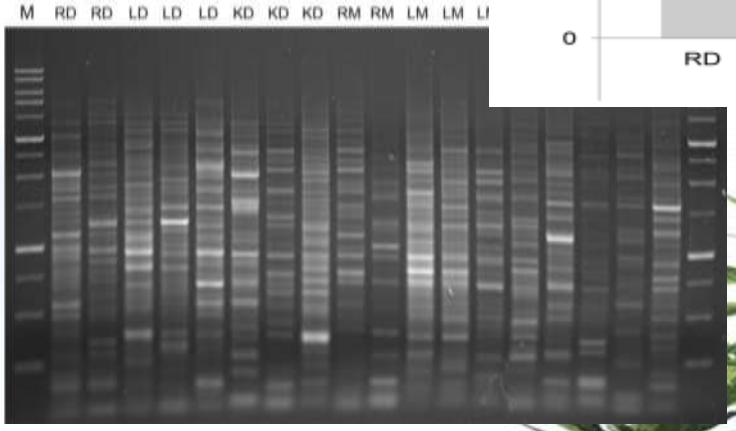




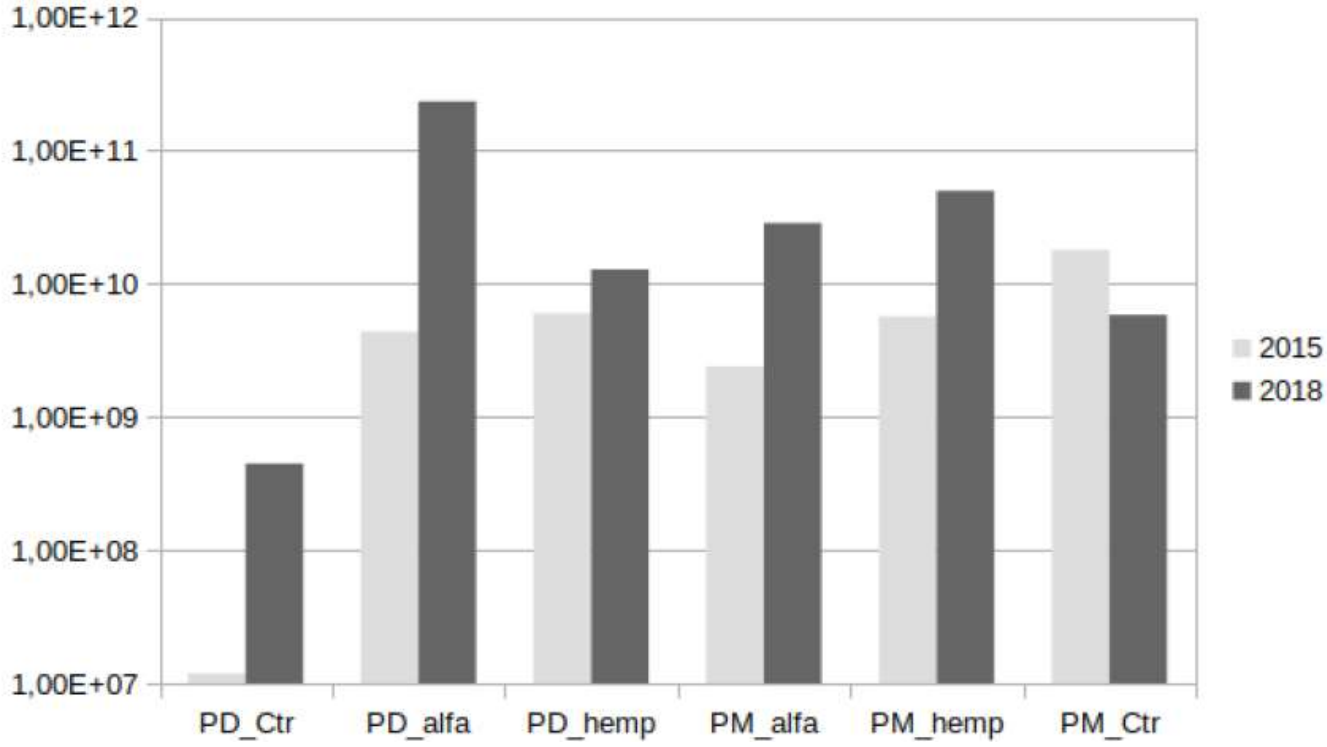
Zawartość DNA w glebie w zależności od stanowiska i prowadzonej uprawy.

D – pole II, M – pole I, RD, RM – kontrola na stanowisku, K – konopie na stanowisku, L – lucerna na stanowisku.





Sumaryczna liczebność populacji bakterii w latach 2015 i 2018 na stanowiskach polowych



Grupa mikroorganizmów
Bakterie
α-Proteobacterie
β-Proteobacterie
Promieniowce (*Actinobacteria*)
Firmicutes
Bacteroidetes

Obserwowany na wszystkich rekultywowanych obiektach wzrost liczby bakterii wskazuje na korzystny wpływ uprawy roślin i prowadzonych zabiegów uprawowych na stanowiskach rekultywowanych na ogólną liczebność mikroorganizmów glebowych i strukturę ich populacji w porównaniu z kontrolą.

Korzystny efekt uprawy był wyraźniej widoczny na pierwotnie słabiej zrekultywowanych obiektach pola dużego, jednak korzystny efekt prowadzonych zabiegów uprawowych odnotowano także na stanowiskach PM –o dłuższej historii rekultywacji poprzedzającej analizowane tu doświadczenia.

Okres trwałości projektu:

W okresie wiosennym wykonywane są zabiegi:

- wczesna orka
- agregat uprawowy
- nawożenie NPK

Uprawa: **kukurydzy, pszenicy oraz lucerny.**

Plony [t/ha]

Uprawa	2019	2020	2021	2022	2023
Kukurydza	2	4	-	4	4
Pszenica	4	3	4	4	3
Lucerna	7	7	7	10	10











Dziękuję za uwagę

www.ekohempkon.iwnirz.pl



Pole przed rekultywacją



Prowadzona rekultywacja

INSTYTUT WŁÓKIEN NATURALNYCH I ROŚLIN ZIELARSKICH

PAŃSTWOWY INSTYTUT BADAWCZY

Life

EKOHEMPKON

NFOŚiGW

UWARUNKOWANIA TECHNICZNO – TECHNOLOGICZNE ZASTOSOWANIA OBUDOWY ŁUKOWO – PROSTEJ W KONSTRUKCJI PODPOROWO – KOTWIOWEJ DLA ODGAŁĘZIENIA ZLOKALIZOWANEGO NA POZIOMIE 1000 W WARUNKACH JSW SA KWK ”PNIÓWEK”

Marcin Mikołajczyk, Krzysztof Filipowicz, Arkadiusz Frymarkiewicz
– *JSW SA KWK Pniówek,*

Dawid Ozga
– *PBSz SA,*

Piotr Głuch
– *PRO-KOM*

STRESZCZENIE: Połączenia wyrobisk korytarzowych w warunkach dużej głębokości są wykonywane w różnych konstrukcjach obudów z których duże zastosowanie znajdują konstrukcje obudów podporowych łukowych wielkogabarytowych, obudów portalowych, konstrukcji wykonywanych przy zastosowaniu podciągów z obudowami podporowymi budowanymi wachlarzowo w wyrobisku odgałęziającym się.

Postęp w rozwiązaniu i utrzymaniu skrzyżowań wyrobisk korytarzowych jak już wykazała praktyka górnicza może być poprawiony przez wykorzystania kotwienia skał wokół wyrobiska tak, aby przez połączenie i podwieszenie skał stropowych uzyskać zwiększony efekt stateczności wyrobiska. Dla warunków geologiczno - górniczych JSW SA KWK ”PNIÓWEK” na poziomie 1000 na podszybiu zastosowano rozwiązanie obudowy podporowo - kotwiowej dla łukowo – prostego kształtu wyrobiska, które w największym przekroju miało szerokość ok. 12m przy wysokości 4,5m. Warunki geologiczne wykazały, że w stropie występują na wysokości 8m dwa pokłady węgla o łącznej grubości 5m.

Zastosowane rozwiązanie charakteryzowało się wytworzeniem korzystnego układu podporowo – skalnego, który stanowi stabilną strukturę wokół wyrobiska. Uwzględniając usytuowanie skrzyżowania na podszybiu i wymagany jego długotrwały okres utrzymania w ostatecznym rozwiązaniu odrzwia obudowy pokryto warstwą betonu natryskowego zbrojonego włóknami polipropylenowymi.

1. WSTĘP

Skrzyżowania wyrobisk korytarzowych stanowią istotny element struktury wyrobisk górniczych jako ważne węzły komunikacyjne. W praktyce górniczej stosowanych jest wiele rozwiązań wykorzystujących konstrukcje obudów: - podporowych, - kotwowych, - mieszanych (podporowo – kotwowych). Konstrukcje podporowe są kształtowane przez stosowanie wzmocnionych elementów salowych, które przez odpowiednie ukształtowanie od elementów prostych do łukowych zapewniają stateczność wyrobiska. Dla rozwiązań wyrobisk wykonywanych w obudowach kotwowych często niezbędne jest stosowanie kotwienia wysokiego których struktury skalne są łączone i podwieszanie do stabilnych skał górotworu na

wyższych horyzontach. Obudowy podporowo - kotwowe pozwalają wykorzystać stosowane rozwiązania obudów podporowych przez przykotwienie drzwi lub dodatkowe wzmocnienie struktur skalnych uzyskując korzystną stateczność przez wykorzystanie obudowy podporowej i układu warstw skalnych.

W artykule przedstawiono zastosowane praktyczne rozwiązanie obudowy odgałęzienia o dużym przekroju przy szerokości dochodzącej do 12m z płaskim stropem wykonanym na bazie stosowanych powszechnie odrzwi obudowy ŁP i prostek z kształtownika V36 z wykorzystaniem kotwienia wysokiego poprzez podciągi stalowe budowane na długości odgałęzienia.

2. OGÓLNA ANALIZA WARUNKÓW GEOLOGICZNO – GÓRNICZYCH

2.1. Warunki geologiczne

Skrzyżowanie (odgałęzienie) przekopu N-2a z przekopem wyjazdowym z szybu III poz. 1000 zlokalizowane jest w południowo-zachodniej części partii C na O.G. „Krzyżowice III", w obrębie filaru ochronnego dla zakładu głównego.

Skrzyżowanie wykonano w obrębie iłowców z przerostami łupków z laminami węgla oraz w spągowej części pokładu 405/2 na głębokości: ok. 995m. Całkowita miąższość pokładu 405/2 to ok. 1,6-1,7m wraz z przerostami łupków z laminami węgla o grubości ok. 0,1-0,3m.

Strop pokładu 405/2 stanowią iłowce z przerostami piaskowca o grubości ok. 4,5m. Wyżej znajdują się łupki z laminami węgla o grubości ok. 0,15m oraz pokładu 404/4+405/1, którego miąższość wynosi ok. **5,7**m. Pokład 404/4+405/1 w tej części złoża zaliczony jest do III kategorii zagrożenia wyrzutami gazów i skał. W stropie pokładu 404/4+405/1 zalegają iłowce o grubości ok. 3m oraz piaskowce, których grubość to ok. 27m.

Spąg pokładu 405/2 stanowią iłowce z przerostami łupków z laminami węgla. W odległości ok. 11,5m poniżej spągu pokładu 405/2 znajduje się pokładu. 406/1, którego miąższość wnosi ok. 0,55m. Niżej znajdują się iłowce o grubości ok. 1m oraz pokładu 406/2 o miąższości ok. 2,15m wraz z przerostami ilastymi o grubości ok. 0,6m. Poniżej zalegają iłowce.

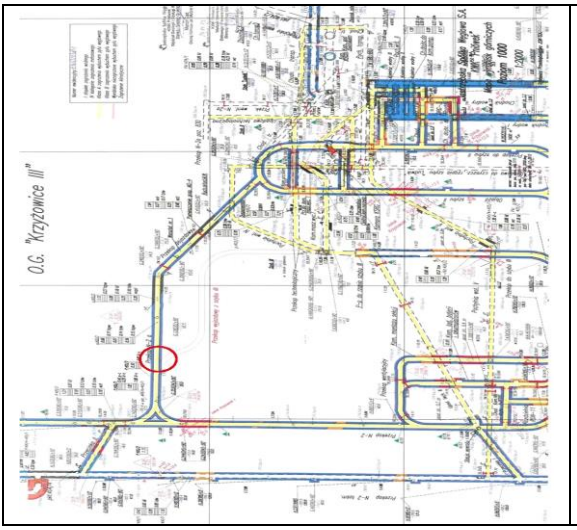
Nachylenie warstw: ok. 9-14° na NE, lokalnie 7-8° na NW. Lokalizację projektowanego skrzyżowania przekopu N-2a z przekopem wyjazdowym z szybu III przedstawiono na rys. 2.1. Przekrój geologiczny skał występujących w rejonie skrzyżowania przedstawiono na rys.2.2.

2.2. Warunki górnicze

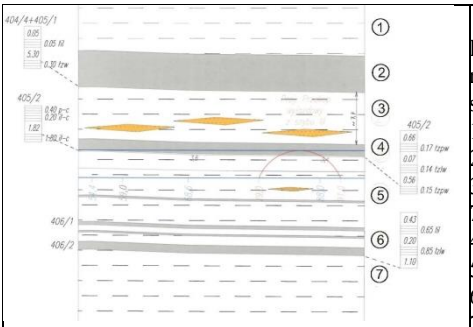
Gabaryty skrzyżowania przekop N-2a poziom 1000 z przekopem wyjazdowym z szybu III określają:

- obudowa przekop N-2a poziom 1000
- odrzwia ŁP14-V36/4/A - szerokość S = 6,7m, wysokość W = 4,55m,
- obudowa objazdu do szybu III poz. 1000 projektowana w odrzwiach obudowy ŁPzm-V36/4/6,7x4,4: szerokość S = 6,1m, wysokość W = 4,125m,

Skrzyżowanie wykonywane będzie na głębokości ok. 1000m przez przebudowę wyrobiska na przekopie N-2a i przez wykonanie drążenia przekopu wyjazdu do szybu III poz. 1000.



Rys.2.1. Lokalizacja projektowanego skrzyżowania przekopu N-2a z przekopem wyjazdowym z szybu III poz. 1000



Rys.2.2. Przekrój geologiczny skał występujących w rejonie skrzyżowania (Wykonany na podstawie profilu szybu III).
1. Iłowiec, - miąższość ok. 3,0m,
2. Węgiel pkł. 404/4+405/1 - miąższość ok. 5,7m,
3.Iłowiec z przerostami piaskowca, - miąższość ok. 7,7m,
4. Węgiel pkł. 405/2,- miąższość ok. 1,75m,
5. Iłowiec, - miąższość ok. 11,5m,
6. Węgiel pokład 406/1 - miąższość ok. 0,55m,
7. Węgiel pkł. 406/2, - miąższość ok. 2,15m,
8. Iłowiec.

Dla wykonania skrzyżowania zaprojektowano stosowanie kotwi strunowych iniekcyjnych wiązanych ładunkami klejowymi na końcu kotwi na odcinku min. 1,5m, a na pozostałej długości spoiwem wiążącym wtłaczanych do przestrzeni między otwór i kotew.

Ostateczną długość kotwi do praktycznego stosowania projektuje się na:

- o długość 8,0m – kotew iniekcyjna o nośności min. 360 kN
- o długości 15,0m – kotew iniekcyjna o nośności min. 400 kN

Liczbę kotwi niezbędną do zabudowy na skrzyżowaniu określono za pomocą wzoru

$$n_{nkst} = (1-\sigma_k) \cdot s_k \cdot (S_{wk} \cdot q_o)/N_k$$

gdzie:

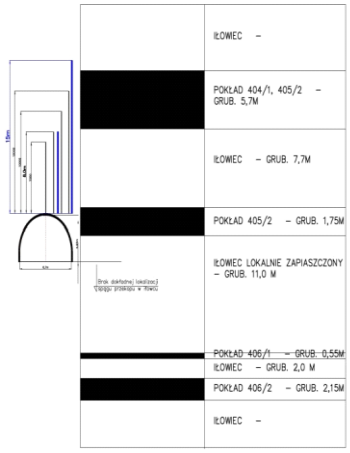
S_{wk} – pole powierzchni kotwionej na długości skrzyżowania, w m^2
σ_k – współczynnik przenoszenia obciążenia przez obudowę podporową,
s_k – współczynnik bezpieczeństwa przenoszenia obciążenia przez kotew,
q_o – obciążenie działające na skrzyżowanie w kN/m^2,
N_k – nośność kotwi wzmacniających odrzwia obudowy

Przeprowadzone obliczenia parametrów współpracy obudowy z górotworem pozwoliły określić wielkości obciążeń, zasięgi stref odprężonych na długości odgałęzienia, wymagane długości kotwi, które zestawiono w tablicy 2.1.

Tablica 2.1. Tablica obliczeń stref odprężenia wokół wyrobiska , obciążenia i wymaganej długości kotwi przy podziale na odcinki obliczeniowe o różnej szerokości

Lp.	Rodzaj odrzwi/ parametry	ŁP12/V36/4/A	ŁP14/V36/4/A	Łuk_prost_S=8,2m	Łuk_prost_S=9,9m	Łuk_prost_S=12,8m
1	S w m (szerkość)	6,1	6,7	8,2	9,9	12,8
2	S_w w m	6,8	7,4	8,9	10,6	13,5
3	W w m wysokość	4,225	4,55	4,55	4,55	4,55
4	W_w w m wysokość	4,575	4,9	4,9	4,9	4,9
5	H w m głębokość	1000	1000	1000	1000	1000
6	$\gamma_{śr}$ w kN/m^3	26	26	26	26	26
7	k_n (wsp.-kon.-napr.)	1,15	1,15	1,15	1,15	1,15
8	$R_{cśr}$ - wytrz-na-scisk	36,1	36,1	36,1	36,1	36,1
9	k_o (wsp.- osłab.)	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8
10	$h_{śm}$ - w m wyskok.-strefy -odprężonej	3,705	4,071	5,393	6,891	9,446
11	n - współcz-obciąż.	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1
12	q_o Obc. -bl w kN/m^2	106,0	116,4	154,2	197,1	270,2
13	L_{kst} - oblicz_dług-kotwi-strun. w m	6,205	6,571	7,893	9,391	11,946
14	L_{kst} - min_dług-kotwi-strun. w m	7	7	8	10	12

Uwzględniając budowę geologiczną skał stropowych w rejonie odgałęzienia zaprojektowano ostateczne długości kotwi strunowych wg rysunku 2.3.



Długości kotwi strunowych powinny być tak dobrane, aby były korzystnie usytuowane w stosunku do pokładów węgla. Długość kotwi powinna być zweryfikowana przez wykonanie otworu badawczego introskopowego pozwalającego stwierdzić położenie warstw oraz ich stopień rozwarstwienia.

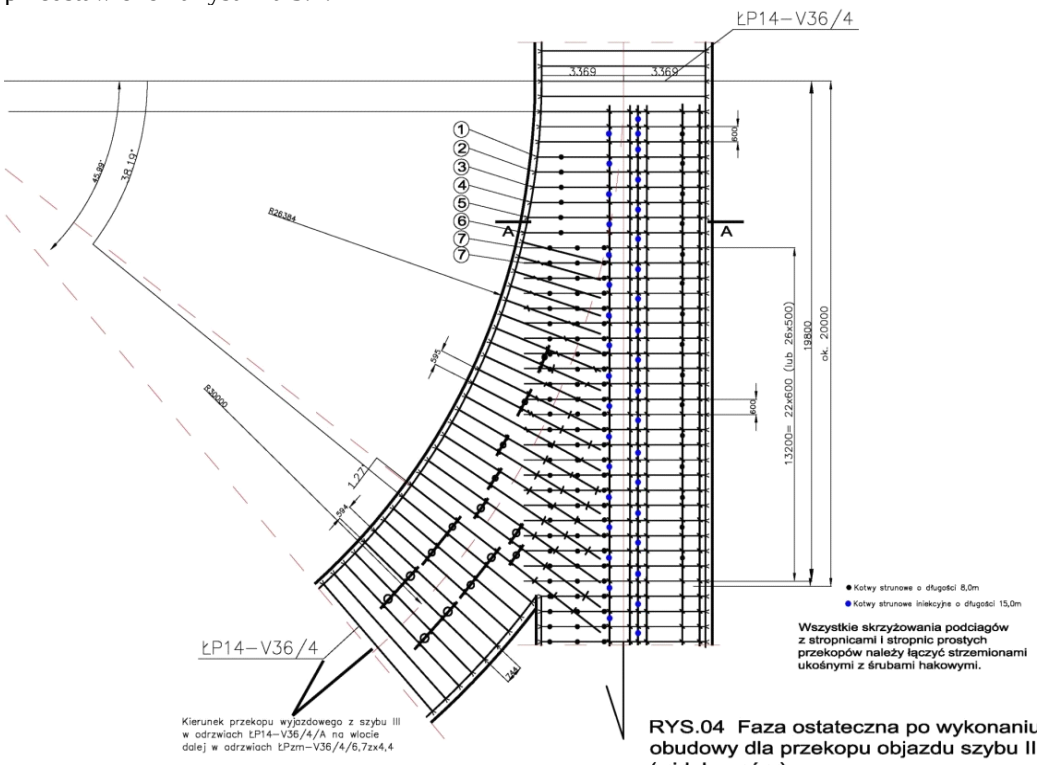
Rys.2.3. Profil geologiczny warstw wokół przekopu 2Na z rysunkiem kotwi

3. UKŁAD ODRZWI OBUDOWY I CH KONSTRUKCJA NA DŁUGOŚCI ODGAŁĘZIENIA

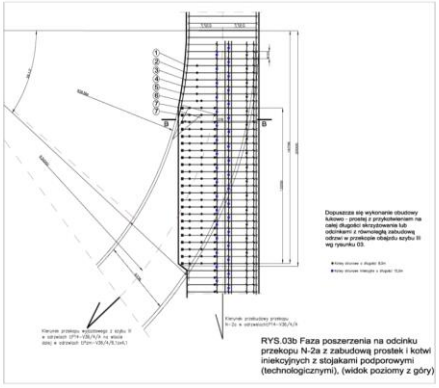
Przekop N-2a poz.1000 jest wyrobiskiem głównym dla projektowanego skrzyżowania (odgałęzienia) z przekopem objazdu do szybu III na poziomie 1000 i jest wyrobiskiem istniejącym wykonanym w odrzwiach obudowy ŁP12-V36/4/A. Dla uzyskania korzystnej wysokości wyrobiska przy przebudowie zastosowano odrzwia obudowy typu ŁP14, co pozwoliło zwiększyć wysokość wyrobiska z 4,26m do 4,5m.

W ostatecznej fazie wykonania obudowę przedstawiono na rysunku 3.1, a w fazie poszerzenia do szerokości zabudowy stropnic prostych otworami na rysunku 3.2. i 3.3. a w fazie poszerzenia na odcinku przekopu N-2a z zabudowa prostek i kotwi iniekcyjnych z stojakami

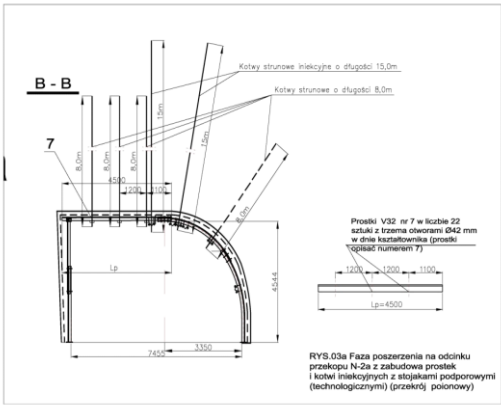
podporowymi (technologicznymi) (przekrój pionowy). Ogólny widok odgałęzienia przedstawiono na rysunku 3.4.



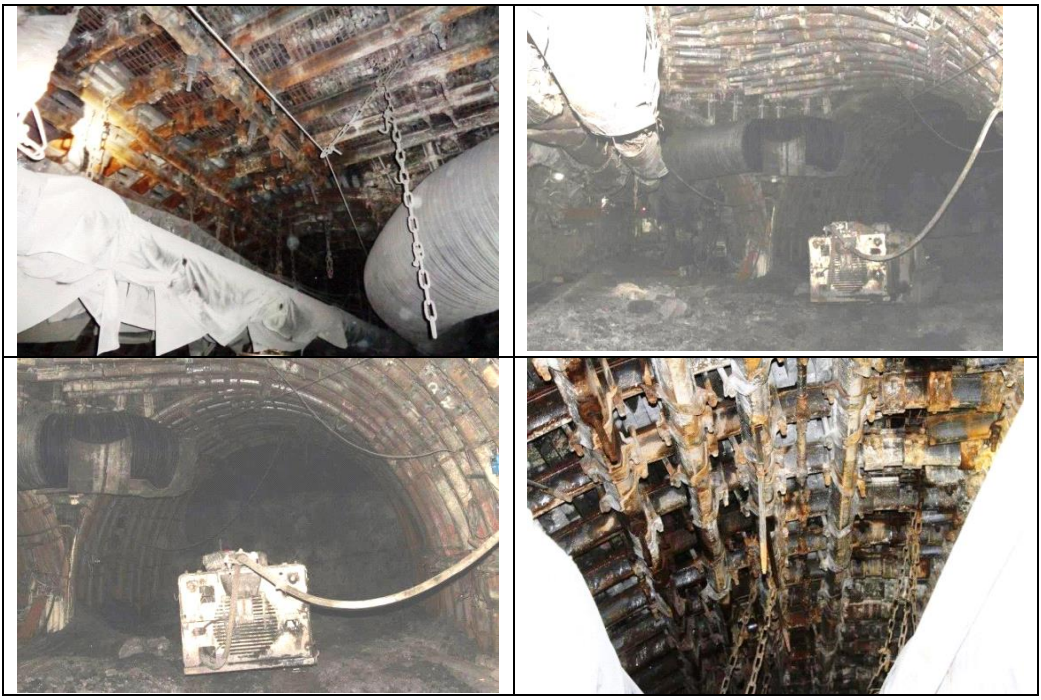
Rys.3.1. Faza ostateczna po wykonaniu obudowy dla przekopu wjazdu do szybu III



Rys.3.2.Faza poszerzenia z zabudowa prostek i kotwi iniekcyjnych ze stojakami podporowymi (technologicznymi)



Rys.3.3.Faza poszerzenia przekrój pionowy



Rys. 3.4. Widok wykonanego odgałęzienia w obudowie łukowo – prostej przykotwionej

Zabudowane odrzwia były na bieżąco przykatwiane bezpośrednio w prostkach, a po zabudowie podciągów poprzez wykonane w nich otwory.

Na wszystkich skrzyżowaniach podciągów z obudową są budowane strzemiona ukośne z śrubami hakowymi.

Rozstaw odrzwi w przekopie N-2a zaprojektowano o wielkość 0,6m.

W przekopie wyjazdu z szybu III rozstaw odrzwi ze względu na wykonywanie go po łuku o promieniu w osi 32,0m jest zmienny i wynosi 0,595m i 0,744m od strony przekopu N-2a.

Obliczenia wytrzymałościowe przeprowadzono dla uproszczonych modeli numerycznych w płaskim stanie obciążenia rozpatrując spełnienie warunków bezpieczeństwa w zakresie:

- nie przekroczenia przez naprężenia maksymalne w obudowie naprężeń granicznych:

$$s_b = \frac{\sigma_n}{\sigma_{max}} > 1{,}5$$

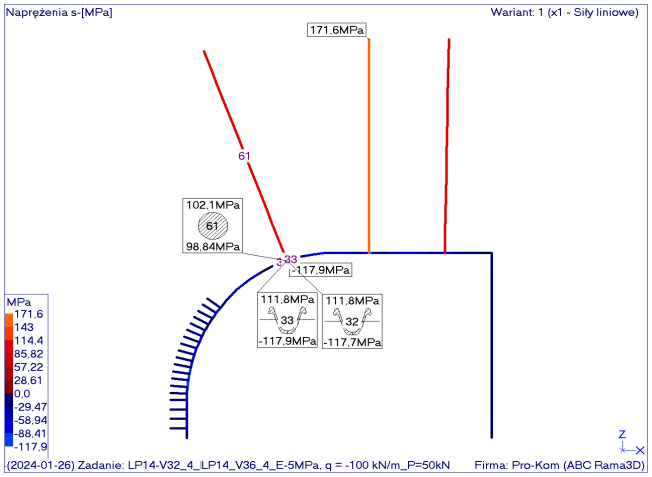
- nie przekroczenia nośność kotwi wynosi:

$$s_b = \frac{N_{kn}}{N_{k\,max}} > 1{,}5$$

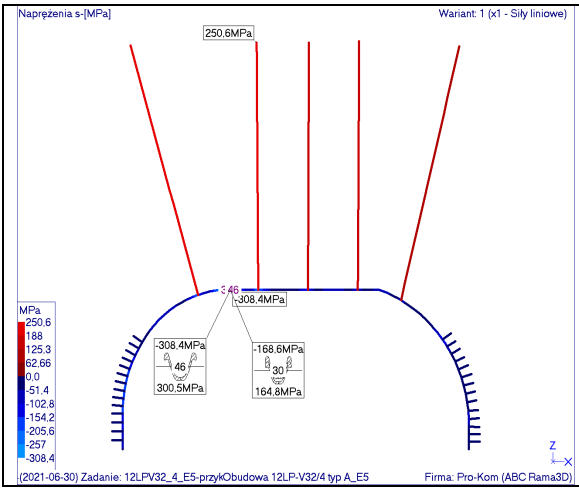
gdzie:

σ_{max} - maksymalne naprężenie w odrzwiach obudowy
σ_n - naprężenie graniczne dla stosowanej stali
N_{kn} – nośność kotwi w kN
N_{kmax} – maksymalna nośność w kotwi dla obciążenia obudowy w kN

Przykładowy rozkład naprężeń w odrzwiach obudowy przedstawiono na rysunku 3.5 i 3.6.



Rys.3.5 Stan naprężenia w odrzwiach obudowy 14ŁP-V36 z przedłużoną prostką w I fazie wzmocnienia kotwiami strunowymi z podparciem stojaków przy obciążeniu liniowym równomiernym q = -95 kN/m plus siła skupiona P = 50 kN



Rys. 3.6. Stan naprężenia w odrzwiach obudowyŁP14-V36 z przykotwieniem dla obciążenia liniowego równomiernego q = -108 kN/m z siłą skupioną P = -50 kN działające na odrzwia obudowy na skrzyżowaniu w kierunku przekopu do szybu III

4. OBUDOWA PRZEKOPU WYJAZDOWEGO Z SZYBU III

Rozwiązanie konstrukcji obudowy dla przekopu wyjazdowego z szybu III na poziomie 1000 zaprojektowano w odrzwiach obudowy ŁPzm-V36/4/6,7x4,4 przedstawiono na rysunku 4.1 i 4.2. Obudowa jest wykonana z kształtownika V36 z stali S560W.

Charakterystycznymi cechami konstrukcji są:

- korzystnie wykształcone łuki stropnicowe skręcone na zwiększonej zakładce czteroma strzemionami momentem 500 N·m, zapewniające im dużą sztywność i pracujące jako jeden łuk,

- łuki ociosowe gięte na długości trzema promieniami z krótką prostką tworzące łuk na znacznej długości o zwiększonej nośności na obciążenia ociosowe, z stabilizacji na długości minimum trzema rozporami dla zmniejszenia długości wyboczeniowych,

- zakładka łuków ociosowych z stropnicowymi skręcona trzema strzemionami ***z dokręcaniem jako pierwszego strzemienia środkowego momentem 500 N·m,***

- odrzwia charakteryzują się krótkim odcinkiem pojedynczego łuku stropnicowego miedzy zakładkami pozwalającymi przenosić wysokie siły podłużne,

Badania stanowiskowe prowadzone w skali 1:1 dla wielkości odrzwi jak na 6,7x4,4 wykazały nośność uzyskiwaną przy pierwszym zsuwie dochodzącą do F_N = 1200 kN, a dla odrzwi usztywnionych F_{max} = 2200 kN.

W części łukowej odrzwia są wykonywane wg rozwiązania jak na rys. 4.1a, a po wzmocnieniu kotwiami wg rozwiązania jak na rysunku 4.1b.

Odrzwia obudowy dla uzyskania wysokiej podporności powinny być połączone z górotworem za pomocą wykładki mechanicznej, a górotwór dodatkowo skotwiony na całym obwodzie.

W rozwiązaniu zastosowano następujące konstrukcyjne elementy wzmacniające poprawiające jej podporność obudowy i górotworu:

- Kotwie wklejane Ø22 – 2700 w siatce kotwienia max.1,0x1,0m budowane bezpośrednio po wykonaniu zabioru przodku,
- Siatka ciągła na obrysie wyrobiska oczka 100x100mm,
- Kotew strunowa wklejano - iniekcyjna Ø32 - długość 8,0m, o nośność min. 350 kN, naciąg wstępny min. 100 kN,
- Wykładka mechaniczna ze spoiwa cementowego o wytrzymałości na ściskanie min. 25 MPa, szczelnie wypełniająca całą przestrzeń między obudową podporową, a górotworem na długości wyrobiska wykonywana systematycznie w odstępach dostosowanych do struktur skalnych wokół wyrobiska.

Na rysunkach kotwie rysowane linią przerywaną budowane są w kolejnym rozstawie odrzwi.

Kotwie budowane w siatce max. 1mx1m, bezpośrednio w przodku, wklejane na całej długości.

W zależności od struktury skał stropowych stosować obudowę wstępną o konstrukcji:

- kotwowej z siatką obrysową przylegającą do skał wyłomu wyrobiska,
- z betonu natryskowego z kotwiami z siatką pojedynczą przylegającą do betonu natryskowego,

Ogólny widok odrzwi obudowy ŁPzm-V36/4/6,7x4,4 wykonanego na kierunku przekopu wyjazdowego z szybu III przedstawiono na rysunku 4.2.

5. TECHNOLOGIA WYKONANIA SKRZYŻOWANIA I PRZEKOPU WYJAZDOWEGO Z SZYBU III

Technologia realizacji obudowy dla skrzyżowania przekopu N-2a na poz.1000 z przekopem wyjazdowym z szybu III poz. 1000 w JSW S.A. KWK ”PNIÓWEK jak i technologia drążenia przekopu została opracowana przez wykonawcę robót górniczych Przedsiębiorstwo Budowy Szybów SA.

W technologii uwzględniono zastosowanie mechanizacji robót górniczych, przy wykonywaniu robót górniczych techniką wiertniczo - strzelniczą.
Podstawowym wyposażeniem był:

- uniwersalna spągoładowarka z lawetą wiercącą,
- kotwiarki indywidualne pneumatyczne,
- pompa iniekcyjna.

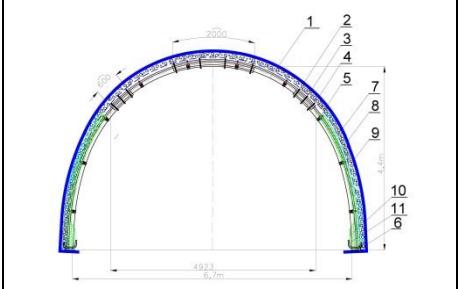
Prace rozpoczęto od przebudowy Przekopu N-2a na odcinku 20m z obudowy ŁP12V32/4/A na obudowę ŁP14V36/4/A, przy pomocy wielofunkcyjnej spągoładowarki z wymienną lawetą wiercącą. Dzięki jej uniwersalności można było ograniczyć usprzętowienie w tak newralgicznym miejscu jak Przekop N-2a pełniący funkcje transportowe na poziomie 1000. Zastosowanie lawety wiercącej w trakcie przebudowy umożliwiło wykonanie długiego kotwienia kotwami urabialno-iniekcyjnymi typu J-64 z iniekcją klejów organiczno-mineralnych typu Krzemopur-HS. Prowadzenie takiej profilaktyki przeciwopadowej stropu umożliwiło zachowanie maksymalnie nienaruszonego górotworu w miejscu projektowanego odgałęzienia wyrobiska. W celu wzmocnienia wykonanej przebudowy zabudowano 4 rzędy podciągów z prostek V29 na całej długości przebudowanego odcinka przekopu N-2a poz. 1000. Dwa zabudowane w stropie w odległości ok 1,5m od osi wyrobiska i kolejne dwa na ociosach w odległości ok 1,5m od posadowienia stóp podporowych.

W przebudowanym i wzmocnionym odcinku miejsca projektowanego skrzyżowania, nastąpiło kotwienie kotwami J-64 o długości ok 3m z zastosowaniem iniekcji przyszłego obrysu wlotu Przekopu wyjazdowego tj. ociosu południowego Przekopu N-2a w części przystropowej. rozpoczęcia wykonania odgałęzienia poprzedziło wykonanie wnęki w formie obudowy prostej typu SPPK z otworami kotwiowymi w stropie podpartej stojakami ciernymi typu SV na ociosie wlotu. Warunkiem wykonania obudowy tzw. wachlarza do wlotu Przekopu wyjazdowego z szybu III było wykonanie pełnego kotwienia stropnic SPPK kotwami strunowymi dł. 8m (każda stropnica po 3 kotwy) oraz kotwienia dodatkowych podciągów spinających projektowane skrzyżowanie kotwami strunowymi iniekcyjnymi dł. 15m z wykonaniem iniekcji.

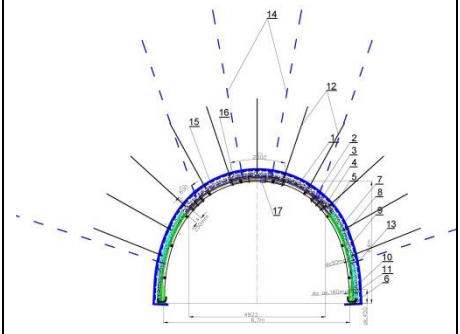
Tak wykonana wnęka pod skrzyżowanie z zastosowaniem powyższych rozwiązań umożliwiło wykonanie wachlarza obudowy Przekopu wyjazdowego do pełnych odrzwi zerowych w nominalnym gabarycie ŁPzm 6,7x4,4m w ciągu zaledwie kilkunastu zmian roboczych. Sam wlot jako stabilna konstrukcja pozwolił na rozpoczęcie drążenia Przekopu wyjazdowego z szybu III na poz. 1000 w pełnoprzekrojowym strzelaniu, nie ograniczając zakładanego postępu na samym początku.

Odstawę urobku realizowano wozami kopalnianymi co dzięki bliskiej lokalizacji stacji wywrotu wozów było optymalnym wyborem. W związku z mocno uławiconym stropem bezpośrednim w miejscu rozpoczęcia robót, postanowiono dodatkowo Urabianie skał prowadzono materiałem wybuchowym metanowym specjalnym. Mimo iż możliwe było stosowanie mocniejszego materiału skalnego Ergodynu zdecydowano się na materiał bezpieczniejszy o niższej energii udaru jakim jest Emulinit PM. Dodatkowo zagęszczono siatkę otworów strzałowym uzyskując korzystny kształt wyłomu z ograniczoną strefą spękań wokół wyrobiska.

Prowadzone systematyczne kotwienie wyrobiska zapewniało jego dużą stateczność i nie obserwowano występowania obwałów w przodku. Po wykonaniu wyrobisk prowadzone będzie wzmacnianie wyrobisk przez nałożenie betonu natryskowego.



a.



b.

Rys.4.1. Odrzwia obudowy ŁPzm-V36/4/6,7x4,4
a. ogólne rozwiązanie odrzwi obudowy,
b . obudowa wyrobiska w stanie ostatecznym

1. Odrzwia obudowy ŁPzm-V36/4/6,7x4,4, 2. Strzemię skrajne górne typu SDG36W z zabierakiem, , 3. Strzemię środkowe typu SDS36W, 4. Strzemię skrajne dolne typu SDD36W z zabierakiem, lub SDD27W, 5. Rozpora stabilizowana z dwuteownika lub kątownika o zwiększonej grubości ścianki do min. 7mm, 6. Stopa fundamentowa stalowa, 7. Wykładka kamienna, 8. Siatka zgrzewana wzmocniona o grubości prętów min. 10mm/6mm. 9. Beton natryskowy fibrowany klasy C30/37, 10. Pogrubiona warstwa betonu natryskowego na odcinku ok. 0,45m na całej grubości kształtownika, 11. Rurka stalowa do iniekcji mleczka cementowego. 12. Kotwie wklejane na całej długości w siatce kotwienia 1,0x1,2m, długość kotwi 2,7m, 13. Siatka zgrzewana na obwodzie wyłomu (o szerokości 0,5m), 14. kotwie strunowe długości 6m iniekowane na całej długości, 15. Mata płócienna na siatkach zgrzewanych (nr 8) w stropie, 16. Spoiwo cementowe tłoczone za obudowę, 17. Króćce budowane w stropie dla iniekcji spoiwem cementowym.



Rys.4.2. Ogólny widok odrzwi obudowy ŁPzm-V36/4/6,7x4,4 wykonanego na kierunku przekopu wyjazdowego z szybu III

Prowadzone od chwili wykonania wyrobiska pomiary rozwarstwień skał stropowych na poziomie niskim 3,0 m i wysokim 6,0 m nie wykazują aktualnie przemieszczeń (uzyskane wielkości wynoszą 2 do 3mm) zachowując stałą wartość świadczącą o stabilizacji górotworu, co pozwoli przeprowadzić pokrycie odrzwi obudowy betonem natryskowym z wykonaniem iniekcji (cementacji) pozwalającej połączyć obudowę z górotworem oraz podnieść odporność na korozję.

Konstrukcja obudowy wraz z skałami powinna utworzyć ruszt stalowo - skalny podwieszony do zwięzłego górotworu. Ze względu na wymagany długotrwały okres istnienia zastosowano kotwy strunowe iniekcyjne, w których iniekt zabezpiecza druty kotwi przed korozją.

Istotnym końcowym elementem technologii jest sposób zbicia (połączenia) przekopu wyjazdowego z szybu III z wlotem szybu III wykonanym w obudowie stalowo – betonowo – kotwowej o sztywnej konstrukcji. Rozpatrywane są na etapie projektowania technologie w których obydwie przewidują stosowanie wyprzedzającego żerdziowania stropu w połączeniu z zabiegiem iniekcji wyprzedzającym przy kotwieniu w strefie przodkowej z stosowaniem:

- ograniczonego używania MW do urabiania skał,
- zbijania ze sztywną obudową wlotu wyrobiskiem o zmniejszonym przekroju,
- wykonania obudowy podporowej stalowej na odcinku od wlotu tak, aby zbicie wystąpiło w odległości ok. 10 m od sztywnej konstrukcji obudowy wlotu.

6. ZAKOŃCZENIE

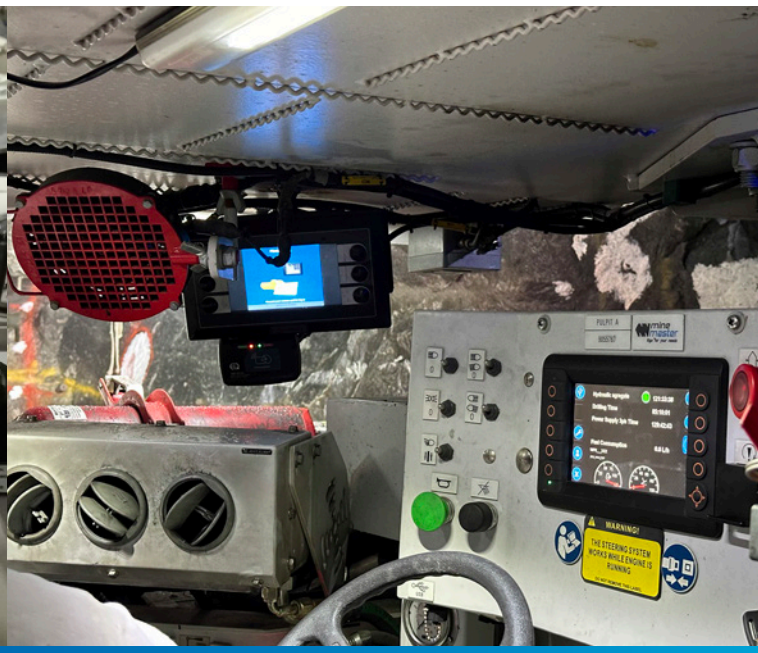
Przedstawione w artykule techniczno – technologiczne rozwiązanie połączenia wyrobisk wraz rozwiązaniem obudowy przekopu zostały zrealizowane w warunkach wyrobisk podszybia na poziomie 1000 m w nawiązaniu do prowadzonej rozbudowy poziomu przez udostępnienie go szybem III . Uwzględniając warunki ruchowe oraz doświadczenia w utrzymaniu wyrobisk na tak dużej głębokości podjęto decyzję realizacji udostępniających wyrobisk w rozwiązaniach o charakterze innowacyjnym z szczególnym uwzględnieniem wykorzystania istniejących konstrukcji obudów podporowych oraz wysokiego kotwienia z iniekcją dla wykorzystania nośności skał wokół wyrobiska do przenoszenia powstałych obciążeń.



FLP 1.410

ULTRA NISKI WÓZ WIERCĄCY Z AUTOMATYCZNYM SYSTEMEM WIERCENIA





AUTOMATYCZNA.
BEZPIECZNA.
ŁATWA W OBSŁUDZE.

www.minemaster.eu

Pokłady możliwości



KGHM

Analiza dotychczasowych doświadczeń przy wprowadzaniu do ruchu maszyn wyposażonych w napęd bateryjny sodowo – niklowo – chlorkowy Na-NiCl2 w aspekcie opracowanych procedur, instrukcji i przeprowadzonych badań

Artur Nawrot, Mirosław Gwizdał, Adam Ardel
KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze Lubin

WSPÓŁPRACA

Producent maszyn	Mine Master Spółka z o.o.
Opinie techniczne, Odbiory Techniczne, Sprawozdania z Badań, Ocena Zgodności Wyrobu	INOVA Centrum Innowacji Technicznych Spółka z o.o.
Pomiary w środowisku pracy	Laboratorium Badań i Pomiarów Środowiskowych CBJ
Zespół wdrożeniowy	GC, GG, RM, ME, NDR, TW, ZSIP

mine master
Rigs for your needs

inova
Grupa KGHM

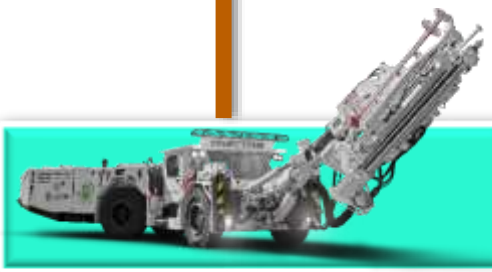
CBJ
Centrum Badań Jakości
Grupa KGHM

KGHM

Chronologia ROOF MASTER 1.8 KE

Styczeń 2021

Rozpoczęcie prób ruchowych prototypowej maszyny



Maj 2022

Zakończenie prób ruchowych, Ocena Zgodności Wyrobu

Zakup maszyny, KOS – Kompleksowa Obsługa Serwisowa

Sierpień 2022

Praca maszyny

Styczeń 2024

Samojezdny Wóz Kotwiący typu ROOF MASTER 1.8 KE



Dane produkcyjne za okres 01.01.2021r. do 11.01.2024r.

Typ pracy	Ilość kotew	Ilość zmian	Ilość kotew/zmiana
Kotwienie	39 520	1 100	36
Typ pracy	Ilość otworów	Ilość zmian	Ilość otworów/zmiana
Wiercenie otworów SWK	694	11	62

KGHM

Procedury, instrukcje, przeprowadzone badania przy wprowadzaniu do ruchu maszyn wyposażonych w napęd bateryjny sodowo – niklowo – chlorkowy Na-NiCl2

Próby ruchowe prototypowej maszyny Roof Master1.8KE styczeń 2021

Tymczasowa skrócona instrukcja obsługi w czasie jazdy i pracy prototypowej maszyny Roof Master 1.8KE na czas prób dołowych styczeń 2021

Warunki Techniczne Odbioru Samojezdnej Maszyny Górniczej typu Roof Master 1.8 KE wyposażenia elektrycznego: szablony obsługi technicznej maszyny i procedur sprawdzania, styczeń 2021 z modyfikacją w lipcu 2022

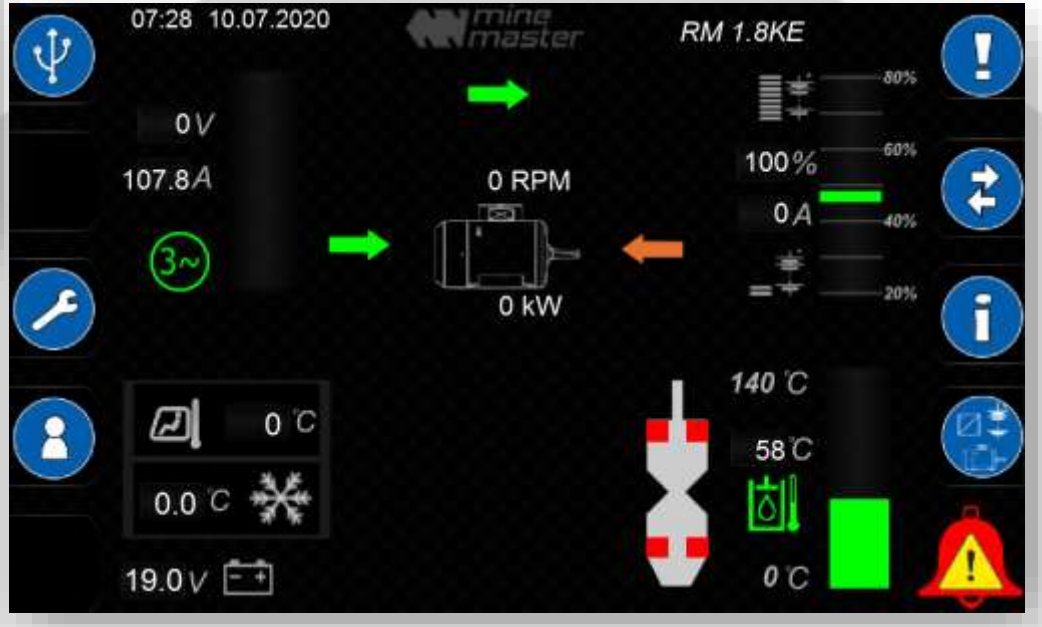
Procedura mycia i czyszczenia maszyny styczeń 2021

Odbiór Techniczny i Badania w trybie nadzoru przez INOVA Centrum Innowacji Technicznych Spółka z o.o.

KGHM

Tymczasowa skrócona instrukcja obsługi w czasie jazdy i pracy prototypowej maszyny Roof Master 1.8KE na czas prób dołowych

⚠	Zabrania się eksploatacji urządzeń oraz instalacji elektrycznych wozu, jeśli w trakcie oględzin stwierdzono uszkodzenia.
⚠	Nie dopuszczać do rozładowania baterii trakcyjnych HV poniżej poziomu 20%
ⓘ	Optymalny poziom naładowania baterii trakcyjnych HV wynosi od 20% do 80%
ⓘ	Średnie zużycie energii baterii to 1% na jedną minutę pracy maszyny (jazda lub kotwienie). Średni czas ładowania baterii trakcyjnej HV to 2 minuty na 1% baterii. Zapewnić odpowiedni poziom naładowania baterii przed wyjazdem.
ⓘ	Zasilanie i użytkowanie maszyny w trybie roboczym możliwe jest z sieci elektroenergetycznej jak i z samych baterii trakcyjnych HV



Warunki Techniczne Odbioru Samojezdnej Maszyny Górniczej typu Roof Master 1.8 KE wyposażenia elektrycznego: szablony obsługi technicznej maszyny i procedur sprawdzania

Obsługa i kontrola SMG oraz częstotliwość sprawdzania

Czynności obsługi do wykonania dla operatorów:

Dokument	Rodzaj czynności	Częstotliwość wykonywania
OC	OBSŁUGA CODZIENNA	Jeden raz na zmianę

Czynności kontrolne i przeglądy do wykonania przez upoważnionych elektromonterów:

Dokument	Rodzaj czynności	Częstotliwość wykonywania
KB	KONTROLA BIEŻĄCA	Przynajmniej jeden raz na dobę
PT	PRZEGLĄD TYGODNIOWY	Przynajmniej jeden raz na tydzień
PK	PRZEGLĄD KWARTALNY	Przynajmniej jeden raz na kwartał
PK-P	PRACE KONTROLNO-POMIAROWE	Przynajmniej jeden raz na pół roku

Procedury kontrolno-pomiarowe

Dokument	Dotyczy
P-E1	POMIARY CIĄGŁOŚCI POŁACZEŃ OCHRONNYCH I WYRÓWNAWCZYCH
P-E2	POMIARY REZYSTANCJI IZOLACJI
P-E3	BADANIE OBWODÓW SEPAROWANYCH OD SIECI KOPALNIANEJ

Procedury inne

Nazwa dokumentu	Dotyczy
	Protokół mycia i czyszczenia maszyny



KGHM

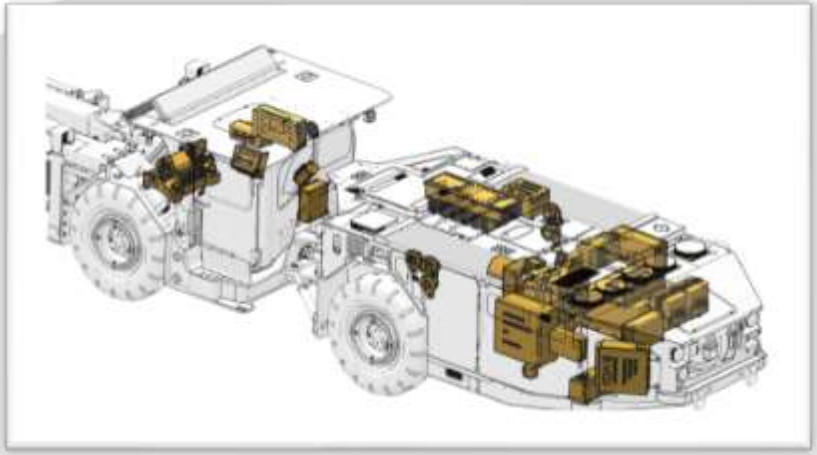
Procedura mycia i czyszczenia maszyny

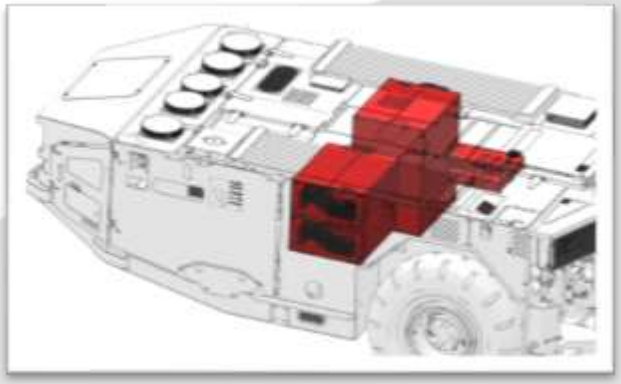
Strefa I – zielona – umożliwia użytkownikowi mycie/czyszczenie maszyny z wykorzystaniem urządzeń myjących wysokociśnieniowych, niskociśnieniowy, czyściwa przemysłowego jak również pary wodnej. W tej strefie producent dopuszcza również używanie sprężonego powietrza.

Strefa II – pomarańczowa – umożliwia użytkownikowi mycie/czyszczenie maszyny z wykorzystaniem urządzeń niskociśnieniowy oraz czyściwa przemysłowego. W tej strefie producent dopuszcza również używanie sprężonego powietrza.

Strefa III – czerwona – umożliwia użytkownikowi mycie/czyszczenie maszyny z wykorzystaniem tylko i wyłącznie czyściwa przemysłowego.







Procedury, instrukcje, przeprowadzone badania przy wprowadzaniu do ruchu maszyn wyposażonych w napęd bateryjny sodowo – niklowo – chlorkowy Na-NiCl2

Pomiary drgań o ogólnym działaniu na organizm człowieka , stężenia czynników chemicznych, hałasu marzec 2021

Badanie poważnych awarii i przypadków w sytuacji wystąpienia wypadku FZSoNick maj 2021

Instrukcje Ratunkowe w sytuacji wystąpienia ewentualnego wypadku FZSoNick maj 2021

Instrukcja postępowania w przypadku wystąpienia zagrożenia w ruchu Samojezdnych Maszyn Górniczych produkcji Mine Master wyposażonych w napęd bateriami Sodowo – Niklowymi lipiec 2021

Pomiary drgań o ogólnym działaniu na organizm człowieka , stężenia czynników chemicznych, hałasu

Porównanie czynników działający na pracownika podczas pracy (jedna zmiana 7,5h) SMG z napędem spalinowym i bateryjnym			
Lp.	Czynniki	Roof Master 1.8 AWK	Roof Master 1.8 KE
	TLENEK AZOTU		
1	GG lub GG w [mg/m^3]	3,18	1,98
2	DG lub DG w [mg/m^3]	0,56	0,41
3	Xg lub XGw + Uc [mg/m^3]	1,34 ± 0,39	0,90 ± 0,26
4	Wielkość porównywalna z NDSCh + Uc [mg/m^3]	7,18 ± 1,15	4,39 ± 0,70
	DRGANIA		
1	Obliczona wartość skorygowanego częstotliwościowo przyśpieszenia drgań dominującego wśród przyśpieszeń drgań, wyznaczonego dla trzech składowych kierunków X, Y, Z podczas kotwienia stropów i ociosów [m/s^2]	0,18	0,13
2	Obliczona wartość skorygowanego częstotliwościowo przyśpieszenia drgań dominującego wśród przyśpieszeń drgań, wyznaczonego dla trzech składowych kierunków X, Y, Z podczas dojazdu do miejsca wykonywania pracy [m/s^2]	0,73	0,78
	HAŁAS		
1	Obsługa samojezdnego wozu kotwiącego - jazda z miejsca postoju w rejon wykonywanej pracy, powrót [dB]	Maksymalny poziom dźwięku: 95,2	Maksymalny poziom dźwięku: 92
		Udział czynności w dziennym poziomie ekspozycji: 80	Udział czynności w dziennym poziomie ekspozycji: 70,9
2	Obsługa samojezdnego wozu kotwiącego - podczas kotwienia stropów i ociosów [dB]	Maksymalny poziom dźwięku: 93,5	Maksymalny poziom dźwięku: 90,8
		Udział czynności w dziennym poziomie ekspozycji: 81,1	Udział czynności w dziennym poziomie ekspozycji: 79,7

Badanie poważnych awarii i przypadków w sytuacji wystąpienia wypadku FZSoNick

Baterie trakcyjne HV sodowo – niklowo – chlorkowe zostały tak zaprojektowane, aby same w sobie zapobiegały wystąpieniu nieprawidłowych przypadków, w tym zapewnione są środki techniczne i cechy bezpieczeństwa w celu zminimalizowania potencjalnych skutków dla zdrowia i środowiska, co zostało zademonstrowane wieloma testami w różnych warunkach przypadków, które rozwinęły się w ciągu ostatnich 25 lat zgodnie z odnośną dostępną dokumentacją, o której tu mowa.

Zakres niniejszego dokumentu ma opisać skutki poważnych awarii i przypadków w sytuacji wystąpienia wypadku we wstępnie zdefiniowanych scenariuszach, jak niżej:

Scenariusz A:
Wewnętrzne zwarcie elektryczne z przebiciem rozchodzące się na kolejne ogniwa baterii trakcyjnych HV.

Scenariusz B:
Zewnętrzny pożar lub płomienie na maszynie bezpośrednio oddziałujące na zewnętrzną obudowę baterii trakcyjnych HV.

Scenariusz C:
Uszkodzenie obudowy baterii trakcyjnych HV i potencjalne zagrożenie uwolnienia się substancji chemicznych w nich zawartych.

Instrukcja postępowania w przypadku wystąpienia zagrożenia w ruchu Samojezdnych Maszyn Górniczych produkcji Mine Master wyposażonych w napęd bateriami Sodowo – Niklowymi

5.1 Scenariusz A: Wewnętrzne zwarcie elektryczne z przebiciem rozchodzące się na kolejne ogniwa baterii trakcyjnych HV.

Scenariusz zdarzenia:

Na skutek uderzenia, zgniecenia uszkodzeniu ulegają wewnętrzne ogniwa baterii trakcyjnych HV. Obudowa zewnętrzna pozostaje nienaruszona.

Możliwe skutki:

- Wzrost temperatury wewnętrznej baterii trakcyjnej HV, możliwe chwilowo do 1000°C
- Wzrost temperatury obudowy zewnętrznej baterii trakcyjnych HV do ok. 70 °C
- Pojawienie się „białego dymu" z baterii trakcyjnych HV

	W przypadku uszkodzenia ogniw baterii trakcyjnych HV temperatura wewnątrz obudowy baterii może osiągnąć 800°C - 1000°C, a temperatura zewnętrzna obudowy baterii może osiągnąć 70°C
	Rozdział 6 niniejszej Instrukcji: Działania operatora i osób obsługi maszyn w przypadku wystąpienia zagrożenia.
	Rozdział 7 niniejszej Instrukcji: Działania służb ratownictwa w przypadku wystąpienia zagrożenia

KGHM

Instrukcja postępowania w przypadku wystąpienia zagrożenia w ruchu Samojezdnych Maszyn Górniczych produkcji Mine Master wyposażonych w napęd bateriami Sodowo – Niklowymi

W przypadku zaistnienia sytuacji zagrożenia lub pożaru czynności operatora maszyny powinny ograniczyć się do całkowitego bądź awaryjnego wyłączenia układu elektrycznego, uruchomienia stałej instalacji gaśniczej, próby ugaszenia ręczną gaśnicą, oddalenia się i powiadomienia osoby dozoru ruchu dyspozytora ruchu zakładu górniczego o zdarzeniu.

Działania jakie powinien podjąć OPERATOR maszyny:

- Odciąć zasilanie maszyny poprzez użycie dowolnego wyłącznika bezpieczeństwa z manipulatorem typu grzybek - „STOP AWARYJNY"
- Uruchomić układ Stałej Instalacji Gaśniczej ANSUL
- Oddalić się od maszyn, postępować zgodnie z procedurami Zakładu Górniczego

Jeżeli sytuacja to umożliwia to dodatkowo należy również:

- Zaciągnąć HAP, wyłączyć maszynę (akumulatory pomocnicze 24V), rozłączyć baterie trakcyjne HV
- Jeżeli maszyna jest podłączona do rozdzielni kopalnianej - maszynę odłączyć
- Przy pojawieniu się płomieni gasić ręcznymi gaśnicami będącymi na wyposażeniu maszyny i innymi dostępnymi w Zakładzie Górniczym środkami gaśniczymi

Zalecane środki ochrony osobistej dla OPERATORA maszyny:

Producent maszyny nie wymaga dodatkowych środków ochrony osobistej dla osób obsługi maszyny. W przypadku powstania atmosfery niezdatnej do oddychania należy użyć aparat ucieczkowy.

KGHM

Instrukcja postępowania w przypadku wystąpienia zagrożenia w ruchu Samojezdnych Maszyn Górniczych produkcji Mine Master wyposażonych w napęd bateriami Sodowo – Niklowymi

Działania jakie powinny podjąć SŁUŻBY RATOWNICTWA:

- Jeżeli maszyna nadal jest podłączona do rozdzielni kopalnianej – maszynę odłączyć
- Jeżeli jest to możliwe, wcisnąć dowolny wyłącznik bezpieczeństwa z manipulatorem typu grzybek - „STOP AWARYJNY"
- Schłodzić obudowę baterii trakcyjnych HV oraz jej najbliższe okolice dużą ilością wody (wodą polewać z odległości powyżej 5m)

Zalecane środki ochrony osobistej dla SŁUŻB RATOWNICTWA:

- Stosować środki ochrony osobistej jak do akcji w środowisku niezdatnym do oddychania oraz w razie pożaru postępować jak w przypadku gaszenia urządzeń pod napięciem.

Zalecane dodatkowe środki wyposażenia:

- przyrząd do pomiaru temperatury baterii (np. pirometr, kamera termowizyjna)

	Należy stosować środki ochrony osobistej jak do akcji w środowisku niezdatnym do oddychania
	Wzrost temperatury obudowy i okolic baterii trakcyjnej do około +70°C może świadczyć o zwarciu jej ogniw wewnętrznych oraz tym, że obudowa baterii jest nieuszkodzona
	Wzrost temperatury obudowy i okolic baterii trakcyjnej HV powyżej +100°C może świadczyć o uszkodzeniu lub przebiciu jej obudowy i wydostaniu się jej zawartości na zewnątrz

KGHM

Procedury, instrukcje, przeprowadzone badania przy wprowadzaniu do ruchu maszyn wyposażonych w napęd bateryjny sodowo – niklowo – chlorkowy Na-NiCl2

Sprawozdanie z prób ruchowych wozu Roof Master 1.8KE maj 2022

Ocena Zgodności Wyrobu przez INOVA Centrum Innowacji Technicznych Spółka z o.o. maj 2022

DEKLARACJA ZGODNOŚCI WE/UE czerwiec 2022

Zakup maszyny, zawarcie umowy na Kompleksową Obsługę Serwisową Roof Master 1.8KE sierpień 2022

KGHM

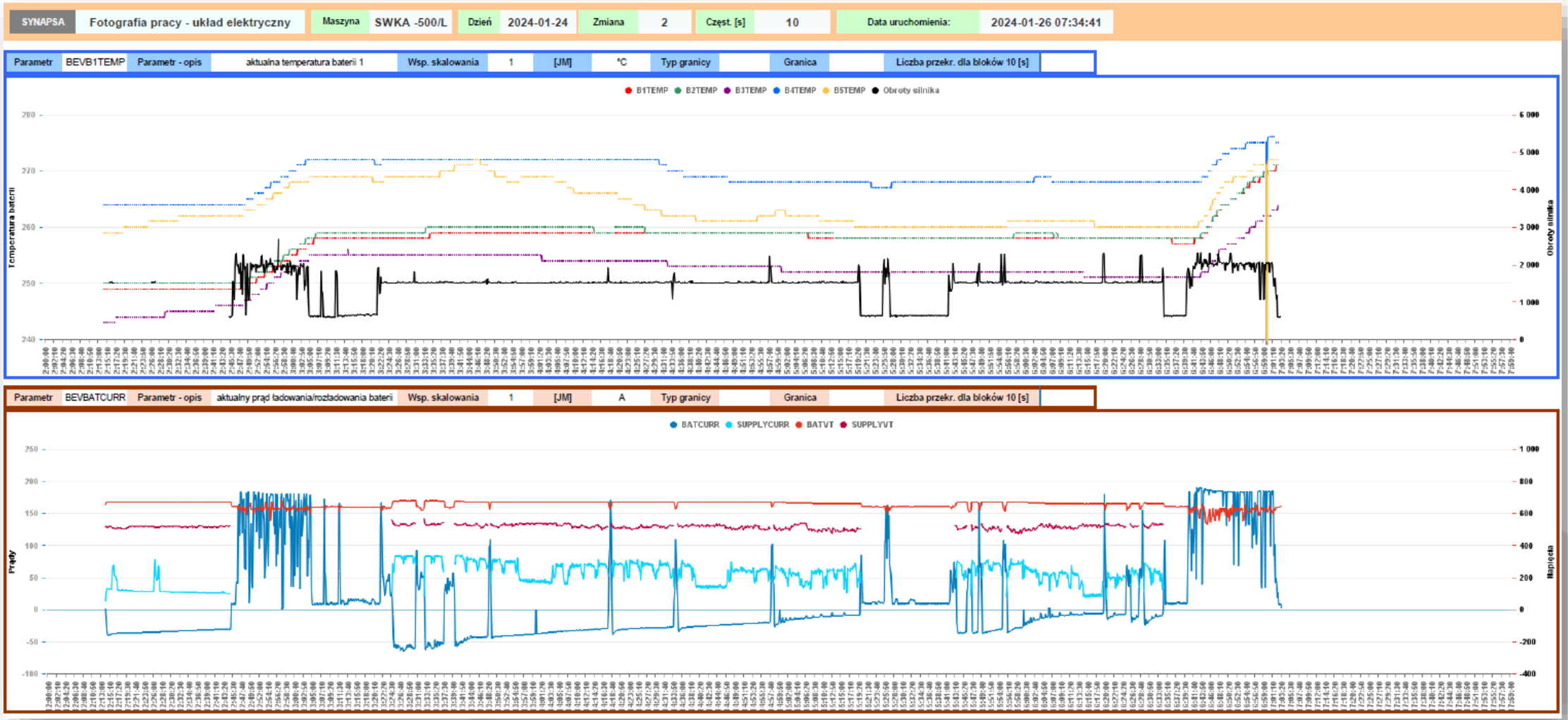
Stanowisko pomiarowe do badania emisji zaburzeń promieniowanych



Badanie odporności na wyładowania elektrostatyczne. Metoda badań wyładowań w powietrzu a napięciu probierczym 8kV



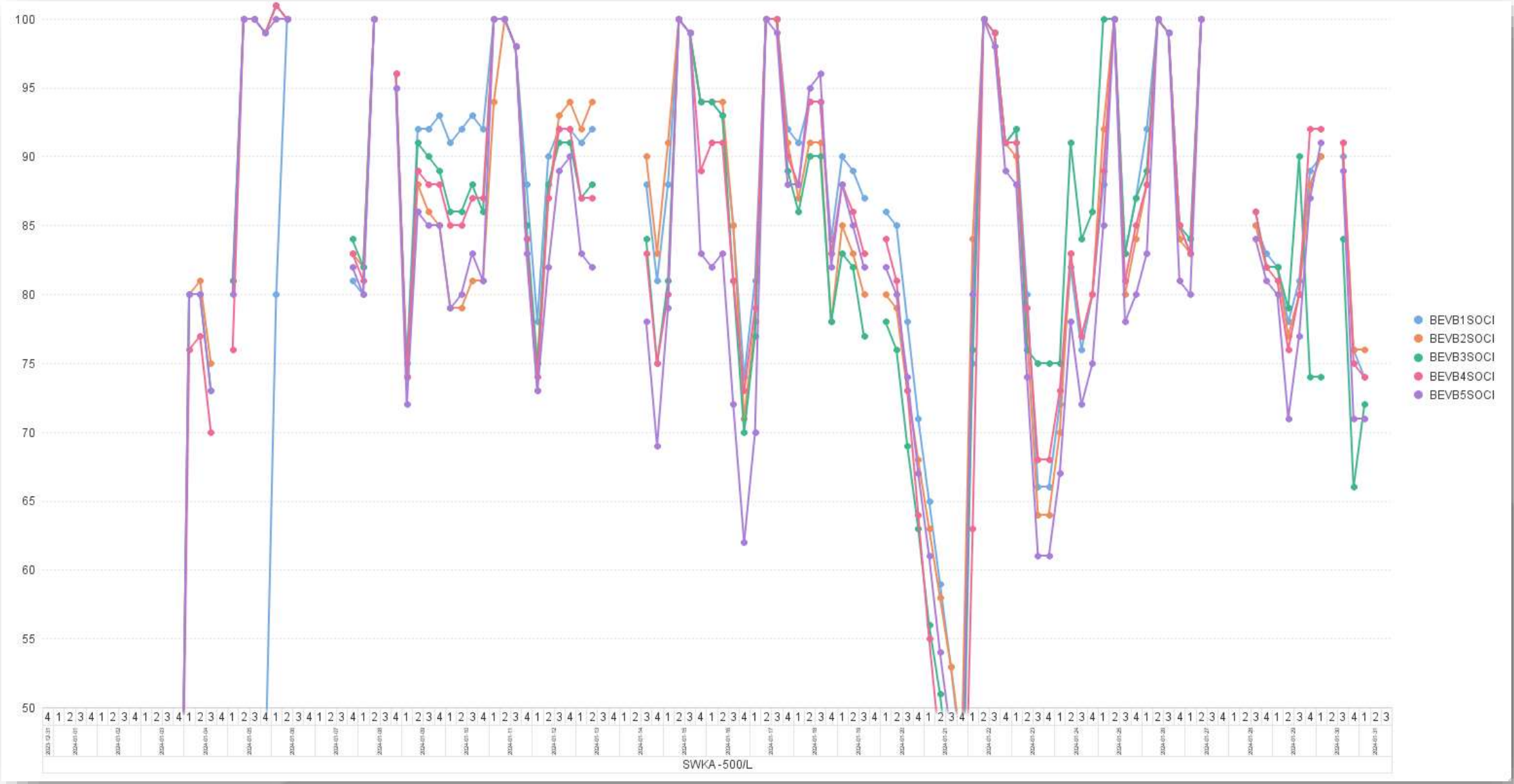
SYNAPSA – dane z monitoringu dla maszyn z napędem bateryjnym



SYNAPSA – dane z monitoringu dla maszyn z napędem bateryjnym



Wykres ładowania wyrównawczego ogniw ROOF MASTER 1.8 KE styczeń 2024



KGHM

Dziękuję za uwagę

Zwiększenie stateczności górniczych wyrobisk głównych przy eksploatacji słabo nachylonych pokładów węgla w kopalniach Polski z wykorzystaniem stref rozładowania

Victor Nazimko
Ukraina

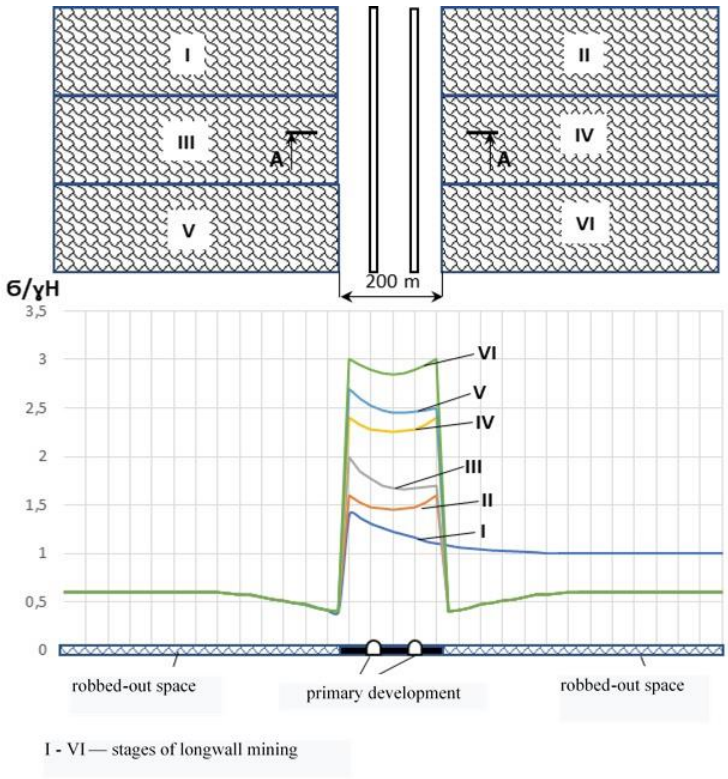
Victor Vyshnevetskyy
Coal Energy S.A., Kijów, Ukraina

Ihor Ivanov
Eastern Coal Mining Group LLC, Kijów, Ukraina

STRESZCZENIE: Rozpatrzono problemy zabezpieczenia stateczności wyrobisk na dużych głębokościach. Wykazano, że przy ochronie głównych wyrobisk górniczych filarami węglowymi ich stan jest niezadowalający. Rozważono kwestię tworzenia strefy rozładowania od ciśnienia górniczego podczas eksploatacji pojedynczej ściany rozładunkowej w kopalniach węgla w Ukrainie. Proponuje się zlokalizowanie głównych wyrobisk w strefie rozładowania. Sugeruje się rozważenie opcji rozwoju robót górniczych w polskich kopalniach węgla kamiennego z wykorzystaniem stref rozładowania dla lokalizacji głównych wyrobisk.

SŁOWA KLUCZOWE: ciśnienie górnicze, główne wyrobiska, strefa rozładowania, badania geomechaniczne stanu głównych wyrobisk i programu prowadzenia robót górniczych.

Wydobycie węgla w kopalniach Polski odbywa się obecnie na głębokościach przekraczających 500 metrów, a w niektórych kopalniach nawet 1000 metrów. Najczęstszym sposobem prowadzenia prac jest wybieranie ścian na główne wyrobiska, które znajdują się w filarach węglowych. Strefa zwiększonego ciśnienia górniczego powstaje się wokół filarów węglowych, gdy one tworzą się w trakcie robót wybierkowych. Im mniejszy obszar filara, tym większy współczynnik koncentracji naprężeń ($\sigma/\gamma H$), którego wartości w pobliżu zlokalizowanych tu wyrobisk głównych górniczych dochodzą do 2,5-3 (rys. 1). Na stosunkowo niewielkich głębokościach nie stanowi to istotnego problemu, ponieważ nawet 2,5-3-krotnie wyższa wartość naprężeń pionowych w stosunku do poziomu geostatystycznego nie przekracza σ_c skał na obrysie wyrobiska, i nie dochodzi do niszczenia tych skał; tym samym stateczność wyrobisk pozostaje zadowalająca. Przykładowo, ta metoda lokalizacji wyrobisk jest powszechnie stosowana w kopalniach w USA i Australii, które prowadzą wydobycie węgla na głębokości 200-300 metrów.



Rysunek 1. Rozkład koncentracji naprężeń pionowych σ/γH wzdłuż przekroju A-A na etapach rozwoju prac górniczych I-VI
Figure 1. Distribution of vertical stress concentrations σ/γH along the A-A section at the stages I–VI of mining activity schedule

Należy zauważyć, że jeśli szerokość filara ochronnego, w którym znajdują się wyrobiska główne, jest wystarczająco duża, w przypadku jego tworzenia przez roboty wybierkowe, ciśnienie górnicze w środku filara będzie znacznie mniejsze niż na krawędziach i może być zbliżone do ciśnienia geostatycznego, tylko nieznacznie go przekraczając. Jednak nawet szerokość filara wynosząca 200 m nie jest wystarczająca, aby zapobiec łączeniu się stref ciśnienia oporowego od krawędzie pokładu węgla, w tym przypadku współczynnik koncentracji naprężeń (σ/γH) w środku filara będzie się wahał od 1,25 do 2,8, w miarę tworzenia filara przez roboty wybierkowe (rys. 1). Ale nawet jeśli hipotetycznie przypuszczamy, że wartość szerokości filara (pomimo strat węgla) będzie podebrana na tyle duża (400-500 m), aby osiągnąć poziom naprężeń geostatycznych (γH) w jego środku, to już na głębokościach 700-800 m pojawią się problemy ze statecznością wyrobisk głównych zlokalizowanych nawet w takim filarze.

Jednak na głębokości powyżej 500-600 m, na której prowadzone są roboty górnicze w kopalniach węgla kamiennego w Polsce, jeżeli szerokość filara ochronnego jest równa nawet 200-300 m, zwiększone naprężenia działające w masywie zawierającym filar węglowy przekraczają już granicę wytrzymałości skał na obrysie wyrobiska i prowadzą do ich

niszczenia. Prowadzi to do utraty stateczności głównych wyrobisk, zakłócenia procesów produkcyjnych, a w konsekwencji do spadku poziomu wydobycia węgla w ścianach. Konieczna staje się naprawa tych wyrobisk, co wiąże się ze znacznymi kosztami finansowymi. Dlatego *poszukiwanie sposobów na poprawę stateczności głównych wyrobisk górniczych w celu zmniejszenia kosztów ich utrzymania jest pilnym problemem dla kopalń węgla kamiennego w Polsce*, które prowadzą działalność wydobywczą na głębokości ponad 500 metrów.

W kopalniach węgla w Niemczech i w Ukrainie głębokość 500-1000 metrów osiągnięto już w drugiej połowie XX wieku. Niemieccy inżynierowie górniczy używali bardzo wysokiej jakości profili stalowe, tradycyjnie nadal polegali na zwiększaniu gęstości obudowy i masy właściwej profilu. Dlatego też przez długi czas metoda lokalizacji głównych wyrobisk górniczych w filarach ochronnych była najbardziej rozpowszechniona w niemieckich kopalniach węgla.

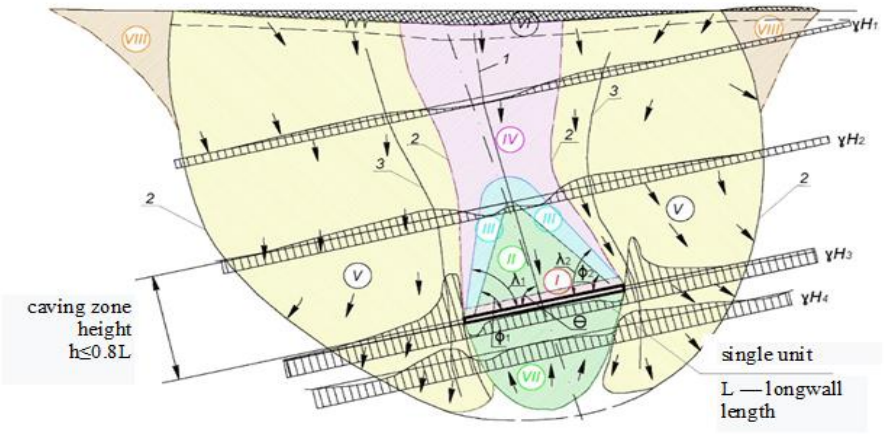
W Polsce, dzięki wieloletniej pracy naukowców GIG, opracowano częściowo podatną (400-500 mm) i o dużej nośności (40-50 ton) obudowę typu LP. Pozwoliło to zapewnić stateczność i praktycznie bezobsługowe utrzymanie głównych wyrobisk górniczych polskich kopalń na głębokości do 500 metrów. Jednak nawet na znacznie większych głębokościach odbudowy te, stosowane wraz z różnymi dodatkowymi środkami technicznymi i naprawczymi opracowanymi przez GIG, ratują sytuację w zakresie utrzymania wyrobisk, pomimo ich lokalizacji w obszarach zwiększonego ciśnienia górniczego w filarach.

W kopalniach węgla w Ukrainie szereg czynników, a mianowicie: kształt profilu, stal, z której został wyprodukowany, konstrukcja zamków łączących ogniwa podatnej obudowy, nie pozwoliły w ubiegłym wieku na stworzenie takiej obudowy dla głównych wyrobisk, która działałaby jakościowo i długoterminowo jako odpychająco-podatny system przeciwdziałający przemieszczaniu się skał. W związku z tym, w warunkach zwiększonego ciśnienia górniczego, wyrobiska zlokalizowane w filarach nie mogły być utrzymywane w zadowalającym stanie. W rezultacie w kopalniach głębokich w Ukrainie, a konkretnie na Donbasie, po *raz pierwszy* zaczęli myśleć o wykorzystaniu naturalnej strefy rozładowania (SR), która tworzy się przy wybieraniu pojedynczej ściany. Jest to taka ściana, która nie ma sąsiednich przestrzeni powybierkowych i znajduje się w masywie, nad czy pod którym jeszcze nie wybierali pokłady węgla.

Nieprzypadkowo pierwsze publikacje naukowe na temat stref rozładowania pojawiły się właśnie w Ukrainie [1, 2]. Naukowo uzasadnione podejście do stosowania SR w celu ochrony wyrobisk głównych i ochrony przed niebezpiecznymi zjawiskami gazodynamicznymi było założone po opublikowaniu schematu przemieszczenia górotworu w pobliżu pojedynczej ściany w prace [3]. Niniejszy artykuł został opublikowany przez pracowników Donieckiego Instytutu Politechnicznego (DPI), gdzie powstało pierwsze w branży laboratorium fizycznego modelowania przemieszczenia górotworu na podstawie materiałów syntetycznych.

We wspomnianych pracach naukowych wykazano, że podczas wybierania pojedynczej ściany tworzy się strefa pełnych przemieszczeń ze skał strop pokładu o wysokości h (rys. 2). Strefa ta ma *ograniczoną wysokość i w rzeczywistości jest jedynym, które generuje ciśnienie w płaszczyźnie pokładu węgla w powybierkowej przestrzeni ściany*. Wysokość strefy pełnych przemieszczeń zależy od grubości pokładu węgla i składu skał stropowych oraz nie osiąga powierzchni ziemi. Dlatego w warunkach niepełnego podebrania powierzchni wartość ciśnienia od skał wiszących będzie zawsze mniejsza niż ciśnienie geostatyczne, tj. ciśnienie tworzone przez cały masyw skał górniczych (ɣH). Należy zauważyć, że w ten sposób ciśnienie w strefie rozładowania nie zależy od głębokości wybierania. Ta niesamowita atrakcyjność SR będzie wzrastać wraz ze wzrostem głębokości wydobycia węgla. Pod względem ilościowym ciśnienie górnicze (współczynnik koncentracji naprężeń pionowych) w SR może wynosić od

0,3 do 1,4 poziomu geostatystycznego i zależy od lokalizacji wyrobisk górniczych względem granic przestrzeni powybierkowej oraz warunków pełnego podebrania powierzchni ziemi.



gdzie: L — długość pojedynczej ściany rozładunkowej, m;
1 — linia maksymalnych przemieszczeń skał;
2 — granica strefy oporowego ciśnienia;
3 — linia maksymalnych ciśnień skał;
I — strefa nieuporządkowanego zawału;
II — strefa pełnych przemieszczeń;
III — strefa maksymalnych odkształceń i ugięć;
IV — strefa płynnych ugięć warstw bez ich podziału na oddzielne bloki;
V — strefa pojawiania się oporowego ciśnienia;
VI — strefa małych naprzemiennych odkształceń;
VII — strefa rozładowania;
VIII — strefa przemieszczeń skał praktycznie bez deformacji wzdłuż normalnej do

where: L — length of a single relief longwall, m;
1 — line of maximum ground movement;
2 — boundary of bearing pressure zone;
3 — line of maximum ground pressures;
I — zone of indeterminate caving;
II — full movement zone;
III — zone of maximum deformations and sags;
IV — zone of smooth sags of layers without their division into separate blocks;
V — zone of bearing pressure manifestation;
VI — zone of small alternating deformations;
VII — relief zone;
VIII — zone of ground movement with practically no deformation along the normal towards the bedding

Rysunek 2. Schemat przemieszczeń górotworu DPI (Doniecki Instytut Politechniczny, obecnie Doniecki Narodowy Uniwersytet Techniczny)
Figure 2. Ground movement diagram of DPI (Donetsk Polytechnic Institute, now Donetsk National Technical University)

Po raz pierwszy na świecie SR została użyta w latach 1964-66 w kopalni im. Bażanowa na głębokości 1012 metrów na Donbasie, po wybraniu pojedynczej specjalnej ściany rozładunkowej. Przed rozpoczęciem eksploatacji tej ściany, główne wyrobiska były chronione, podobnie jak w innych częściach świata, w tym w Niemczech, Polsce, USA itp. przez tradycyjne filary węglowe i z reguły były w tych wyrobiskach wielokrotnie przebudowy

i przybierania. W tym samym czasie, we wspomnianej kopalni im. Bażanowa, w głównym wyrobisku znajdującym się w filarze ochronnym, po wielokrotnemu przybieraniu spągu, który pęczniał, sąsiedni pokład węgla nieproduktywnej grubości, który znajdował się w odległości 5 m poniżej wyrobiska, został wyciśnięty do niego. Oznacza to, że całkowita wielkość przybierania wyrobiska głównego podczas jego eksploatacji przekroczyła 5 metrów.

Po wybieraniu ściany rozładunkowej w kopalni im. Bażanowa stopień rozładowania masywu w miejscu lokalizacji wyrobisk w przestrzeni powybierkowej tej ściany był tak wysoki, że przez 20 lat eksploatacji wyrobisk nawet obudowa nie była ściskana, a opinkę drewnianą nieobciążoną masywem można było przesuwać ręcznie. Niestety, gdy ściana, przylegająca do strefy rozładowania została odpracowana, efekt rozładowania całkowicie zniknął.

Pierwsza praca doktorska na temat zastosowania SR do ochrony wyrobisk przygotowawczych została obroniona w 1983 roku [4]. W szczególności opracowano i naukowo uzasadniono opcje drążenia wyrobisk głównych w strefach rozładowania, a także rozwiązania z projektowania rozwoju prac górniczych z wykorzystaniem SR, z uwzględnieniem wymogów z wentylacji i reguł bezpieczeństwa.

Opierając się na wynikach badań [1-3] i pracę [4], badania powtórzono w instytutach branżowych i dopiero w latach 80. ustalono główne prawidłowości przemieszczenia górotworu w sąsiedztwie ściany rozładunkowej, a także wyrobisk głównych, które były chronione w SR. Ponadto wiodące instytuty branżowe wydały regulacje branżowe.

Należy zauważyć, że zagraniczni specjaliści dopiero niedawno zaczęli szukać możliwości wykorzystania SR do ochrony wyrobisk głównych [5].

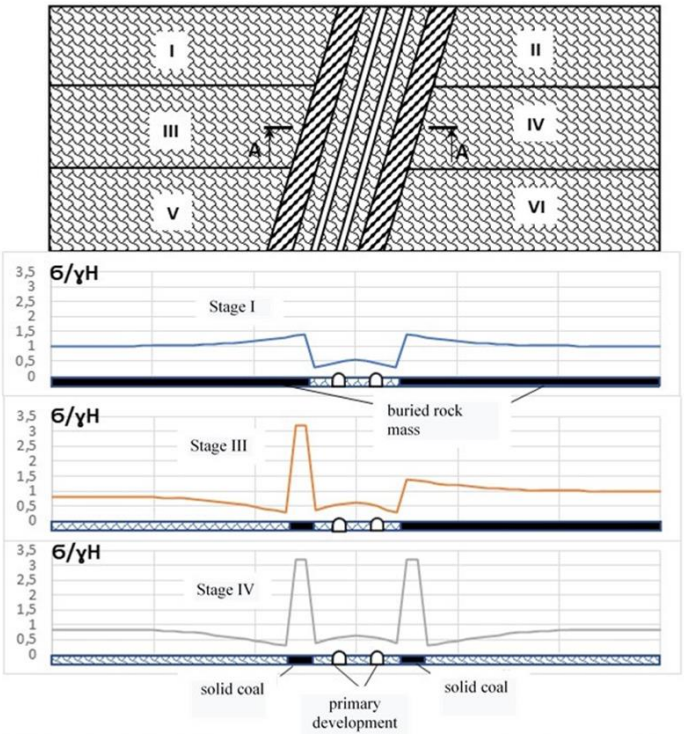
W latach 80., pomimo udowodnionych oczywistych zalet lokalizacji wyrobisk głównych w SR, kierownictwo techniczne ukraińskich kopalń węgla nie stosowało aktywnie tej metody ochrony wyrobisk, uważając wybieranie ściany rozładunkowej za nieracjonalne z punktu widzenia tempa wybierania ścian. W końcu, aby przygotować zasoby do eksploatacji wyrobisk górniczych głównych, zlokalizowanych w strefie rozładowania, potrzebny był dodatkowy czas od jednego do kilku lat na bezpośrednie wybieranie ściany rozładunkowej. Głębokie długoterminowe planowanie prac i ekonomiczne porównanie wariantów ochrony wyrobisk głównych w czasach socjalizmu nie było niestety typowe dla przemysłu węglowego Ukrainy. Niestety, w ciągu ostatnich 20 lat w prywatnych kopalniach w Ukrainie (z różnych powodów) bardziej praktykowane było krótkoterminowe i średnioterminowe planowanie rozwoju działalności z wydobycia węgla ze szkodą dla długoterminowego, rozsądnego i bardziej efektywnego kosztowo programu rozwoju robot górniczych z wykorzystaniem SR.

Doświadczenia z kopalni im. Bażanowa pokazały, że po wybieraniu sąsiednich ścian bez pozostawienia filarów między nimi, SR znikała częściowo lub całkowicie. Dlatego po wybieraniu ścian, przylegających do SR, jest niszczona część wyrobisk głównych, która znajduje się naprzeciwko sąsiedniej wybranej ściany.

Świadomość, że utworzenie SR jest tylko pierwszym i najłatwiejszym krokiem, a głównym problemem jest zachowanie SR przed negatywnym wpływem dalszego rozwoju robót wybierkowych, kształtowała się stopniowo. W 1989 roku obroniono kolejną pracę [6], która dotyczyła problemu chronienia SR. Znaczenie osiągnięć naukowych i praktycznych rozwiązań wspomnianego problemu zostało wyróżnione Państwową Nagrodą Ukrainy w dziedzinie nauki i inżynierii w 1993 r. (Laureat Nagrody Państwowej w dziedzinie nauki i inżynierii, 31 grudnia 1993 r. (Dyplom nr 3852) za zestaw książek i artykułów na temat utrzymania głównych wyrobisk podziemnych w strefach rozładowania naprężeń (nadebranych

lub podebranych).). We wspomnianej pracy [6] wykazano, że specjalna strefa rozładowania nie musi być obowiązkowo tworzona i możliwe jest znalezienie SR w pobliżu już istniejących przestrzeni powybierkowych. Istnieje wiele rozwiązań w zakresie planowania rozwoju robót górniczych, oddzielonych w przestrzeni i czasie, które zapewniają zachowanie (czasami częściowe) SR podczas pełnego wybierania zasobów węgla. Optymalnych rozwiązań należy jednak poszukiwać w każdym konkretnym przypadku, biorąc pod uwagę techniczną i geologiczną sytuację górniczą, która rozwinęła się w danym momencie i w konkretnym eksploatacyjnym polu górniczym, biorąc pod uwagę kolejność prac górniczych, w tym również w pokładach węgla zbliżonych.

Rys. 3 przedstawia przykład rozkładu współczynnika koncentracji naprężeń pionowych, gdy strefa rozładowania jest chroniona z obu stron filarami węglowymi.

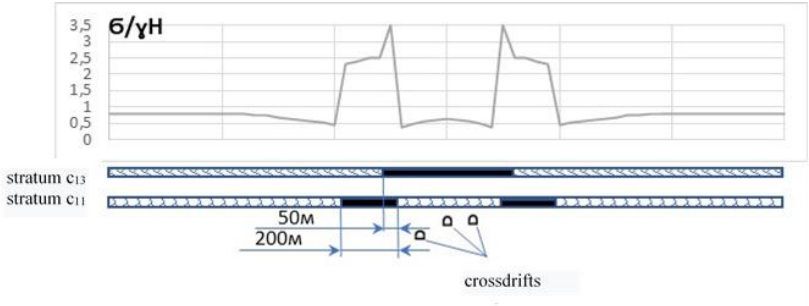


Rysunek 3. Rozkład koncentracji naprężeń pionowych σ/γH wzdłuż przekroju A-A na etapach rozwoju prac górniczych I-VI, gdy strefa rozładowania jest chroniona filarami węglowymi
Figure 3. Distribution of vertical stress concentrations σ/γH along the A-A section at the stages I–VI of mining activity schedule when the relief zone is protected by solid coal

W przypadku prac na pokładach zbliżonych, strefy zwiększonego ciśnienia górniczego i strefy rozładowania mogą nakładać się na siebie w różnych kombinacjach. W tym

przypadku zasada superpozycji przy określaniu ciśnienia górniczego nie pracuje. Istnieją warianty, w których efekt rozładowania jest częściowo lub całkowicie utracony [7-8].

Biorąc pod uwagę całość badań, opracowano metodologię i pakiet programów do oceny skuteczności rozwiązań planistycznych. Pozwala to na prognozowanie przemieszczeń w wyrobiskach przy różnych planowaniach prac górniczych, a tym samym możliwe jest oszacowanie konieczności i planowanej liczby napraw wyrobisk głównych. Metodologia ta została z powodzeniem zastosowana w wielu kopalniach węgla na Donbasie. Rys. 4 przedstawia przykład geomechanicznie uzasadnionego wariantu lokalizacji przecznic przy rozwoju robót górniczych w kopalni Południowodonbaska Nr 3 [9]. W tym wariancie wyrobiska znajdują się w spągu pokładu, gdzie została wybrana ściana rozładunkowa. Strefa rozładowania jest chroniona przez filar węglowy wzdłuż górnego pokładu węgla c_{13} oraz przez filary węglowe obok ściany rozładunkowej wzdłuż dolnego pokładu węgla c_{11}.



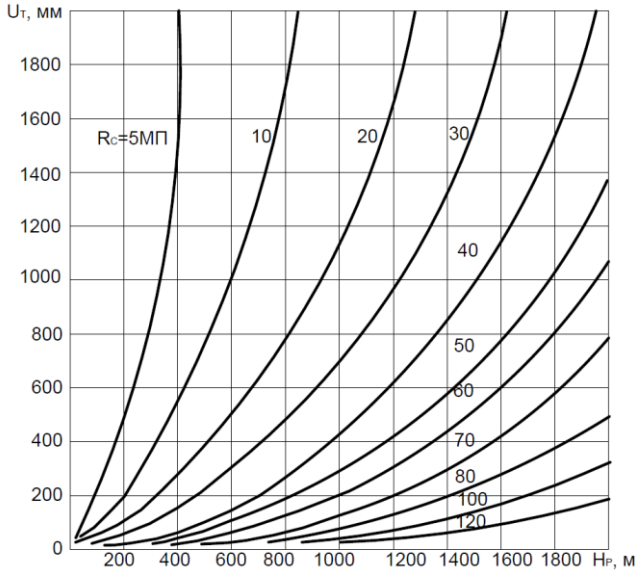
Rysunek 4. Uzasadniony schemat ochrony przekopów poprzecznych w kopalni Południowodonbaska Nr 3 i rozkład koncentracji naprężeń pionowych w pokładzie c_{11}
Figure 4. The substantiated scheme of crossdrift protection at Yuzhno-Donbasskaia mine No. 3 and distribution of vertical stress concentration through a stratum c_{11}

Obecnie zadanie wyboru optymalnego wariantu rozwoju robót górniczych z wykorzystaniem SR jest realizowane przy użyciu nowoczesnych pakietów oprogramowania nowej generacji firmy ITASCA [10, 11], a także metodologii zarządzania ryzykiem opartej na modelowaniu stochastycznym [12].

Należy zauważyć, że przeprowadzone do tej pory badania fachowców były ukierunkowane na na opracowanie matematycznych modeli dla ich stosowania w planowaniu rozwoju robót górniczych na kopalniach węgla na Donbasie. W związku z tym konieczne jest dostosowanie modelu matematycznego w celu dokładniejszego określenia parametrów przemieszczeń i napraw w wyrobiskach górniczych. Jako dane wyjściowe należy wykorzystać dane z pomiarów przemieszczeń obrysu wyrobiska podczas jego eksploatacji w warunkach kopalń węgla kamiennego w Polsce. Znacząco poprawi to dokładność analiz geomechanicznych.

Biorąc pod uwagę powyższe, zaproponowano następujący algorytm badania geomechanicznego, a następnie wyboru optymalnego wariantu rozwoju robót górniczych dla konkretnej kopalni.

1. Do analizy biorą się wyrobiska główne.
2. Na podstawie danych dostarczonych przez kopalnię analizowany jest rzeczywisty stan naprężenia i odkształcenia górotworu w miejscu wyrobisk górniczych. Nastraja się konfiguracja modelu. Przy konieczności dzieją się instrumentalne obserwacje wyrobisk na kopalni.
3. Rozpatrują się kilka wariantów rozwoju robót górniczych, zarówno z lokalizacją wyrobisk w filarach, jak i w strefie rozładowania (np. rys. 1, rys. 3).
4. Ocenia się stan naprężenia i odkształcenia masywu w miejscach proponowanej lokalizacji wyrobiska.
5. Ustalają się prognozujące przemieszczenia na obrysie wyrobisk (rys. 5 – zależność prognozujących przemieszczeń od głębokości lokalizacji wyrobiska i wytrzymałości skał według danych [13]). Dzieje się ocena konieczności oraz liczby napraw i kosztów utrzymania wyrobisk głównych.



Rysunek 5. Zależność prognozujących przemieszczeń Ut obrysu wyrobiska od głębokości jej lokalizacji Hp i wytrzymałości skał zawierających wyrobisko Rc (zgodnie z metodologią normatywną Centrum Naukowego Geologii Górniczej, Geoekologii i Rozwoju Infrastruktury Narodowej Akademii Nauk Ukrainy [13])
Figure 5. Dependence of prognostic movements Ut in the mining excavation on the depth of its location Hp and on the strength of the surrounding formations Rc (according to the normative methodology of Ukrainian State Research and Design Institute of Mining Geology, Geomechanics, and Mine Surveying of National Academy of Sciences of Ukraine [13])

6. Spełnia się ekonomiczne porównanie wariantów rozwoju robót górniczych wychodząc z kosztów na utrzymanie głównych wyrobisk. Na podstawie porównania przyjmuje się najbardziej ekonomicznie korzystny wariant.

Rozpatrzymy przykład zastosowania powyższego algorytmu.

Wyrobisko znajduje się na głębokości 600 metrów. Przy lokalizacji w filarze węglowym (rys. 1) współczynnik koncentracji naprężeń w pobliżu wyrobiska będzie wynosił 3,0. W ten sposób równoważna głębokość wynosiłaby 600 m x 3 = 1800 m. Przy średniej wytrzymałości skał zawierających wynoszącej 30 MPa przemieszczenia na obrysie wyrobiska przekroczą 2000 mm (rys. 5). W przypadku lokalizacji wyrobiska przygotowawczego w strefie rozładowania zachowanej w trakcie rozwoju robót górniczych (rys. 3) współczynnik koncentracji naprężeń wyniesie 0,6. Równoważna głębokość wyrobiska wynosiłaby 600 m x 0,6 = 360 m, przy czym rzeczywista głębokość założenia wyrobiska stanowi 600 m. Podstawiając tę równoważną głębokość do grafiku przemieszczeń (rys. 5), otrzymujemy, że przy średniej wytrzymałości skał zawierających wynoszącej 30 MPa prognozujące przemieszczenia obrysu wyrobiska nie przekroczą 180 mm. W tym przypadku zapewnione jest bezobsługowe utrzymanie wyrobiska ze względu na jego lokalizację w strefie rozładowania.

Efekt ekonomiczny lokalizacji wyrobisk w zachowanej strefie rozładowania dla jednego pola przy długości wybieranych po rozciągłości ścian 200 m (ściany są wybierane na dwa wyrobiska główne, zlokalizowane w powybierkowej przestrzeni ściany rozładunkowej – rys. 3) jest obliczony poprzez porównanie kosztów utrzymania wyrobisk w tym wariancie i w tradycyjnym wariancie lokalizacji wyrobisk w filarach ochronnych (rys. 1).

Uważamy, że krytyczne (wymagające przebudowy i przybirania wyrobiska) przemieszczenia na obrysie wyrobiska wynoszą 1000 mm. Wtedy przy tej samej głębokości założenia wyrobiska, równej 600 m i przy lokalizacji wyrobiska w filarach (rys. 1), konieczne jest wykonanie 2 napraw (2 przebudowy i 2 przybierki) wyrobiska.

Przy koszcie jednej takiej naprawy jednego metra wyrobiska, równym 60 000 zł, koszty na utrzymywanie wyrobisk głównych przy wybieraniu pola z dwóch ścian będą następujący:

200 m x 2 wyrobiska x 2 naprawy x 60 000 zł/m = 48 000 000 zł.

Jeśli pole eksploatacyjne każdej ściany ma 1 milion ton zasobów węgla, koszty jednostkowe utrzymania głównych wyrobisk górniczych na 1 tonę wydobytego węgla będą następujące:

48 000 000 zł /(2*1 000 000 t) = 24 zł/t lub 24 zł/4,34 = 5,5 euro/t.

W przypadku głównych wyrobisk zlokalizowanych w strefie rozładowania przy głębokości założenia 600 m nie ma potrzeby naprawy tych wyrobisk (przemieszczenia obrysu wyrobiska wynoszą 180 mm). **Tak więc w rozważanym przypadku (głębokość = 600 m, R = 30 MPa) całkowity efekt ekonomiczny dla jednego pola przy wydobyciu z dwóch ścian wyniesie 48 mln zł (11,1 mln euro), a konkretny efekt ekonomiczny na 1 tonę wydobytego węgla wyniesie 24 zł/t (= 5,5 euro/t).**

LITERATURA

[1] Shushkov A.M. O nadbieraniu wyrobisk górniczych w Zagłębiu Donieckim // Węgiel. — 1956. — Nr 10. — Str. 15-19. (Шушков А.М. О надработке горных выработок в Донецком Бассейне // Уголь. – 1956. – №10. – С. 15-19.)
[2] Przemieszczenie skał i powierzchni ziemi w głównych zagłębiach węglowych ZSRR / pod redakcją S.G. Avershina. - Moskwa: Państwowe Wydawnictwo Naukowo-Techniczne Literatury Przemysłu Węglowego, 1958. — 250 str. (Сдвижение горных пород и земной поверхности в главнейших угольных бассейнах СССР / под ред. С.Г. Авершина. – М.: Углетехиздат, 1958. – 250 с.)
[3] Zorya N.M., Muzafarov V.I. Schemat mechanizmu przemieszczenia się warstw skalnych podczas drążenia pokładów słabo nachylonych węgla pojedynczą ścianą // Węgiel Ukrainy. — 1966. — Nr 12. — Str. 5-7. (Зоря Н.М., Музафаров В.И. Схема механизма сдвижения толщи пород при выемке пологих пластов угля одиночной лавой // Уголь Украины. – 1966. – №12. – С. 5-7.)
[4] Zborschyk M.P. Opracowanie technologii zarządzania masywem zawierającym i statecznością głównych wyrobisk przygotowawczych pokładów słabo nachylonych na dużych głębokościach: Dysertacja doktora nauk technicznych: 05.15.02. Donieck, 1983. - 445 str. (Зборщик М.П. Разработка технологий управления вмещающим массивом и устойчивостью основных подготовительных выработок пологих пластов на больших глубинах: Дисс. д-ра техн. наук: 05.15.02. Донецк, 1983. - 445 с.)
[5] Xufeng Wang, Jiyao Wang, Xuyang Chen, Zechao Chang. Chodnik w niewielkiej odległości od pokładu węgla w kopalni głębinowej: Wybór lokalizacji i praktyki wspierające na podstawie charakterystyki pełzania otaczających skał. Archiwum Nauk Górniczych 66 (2021), 3, 407-419, numer DOI 10.24425/ams.2021.138597 (A Roadway in Close Distance to Coal Seam in Deep Mine: Location Selection and Supporting Practice based on Creep Characteristics of Surrounding Rocks. Archives of Mining Sciences 66 (2021), 3, 407-419, DOI 10.24425/ams.2021.138597)
[6] Nazimko V.V. Geomechaniczne podstawy stateczności wyrobisk przygotowawczych w strefach rozładowania pod wpływem robót wybierkowych: Dysertacja doktora nauk technicznych: 05.15.02, 05.15.11. Donieck, 1989 — 337 str. (Геомеханические основы устойчивости подготавливающих выработок в зонах разгрузки при воздействии очистных работ: Дисс… докт. техн. наук: 05.15.02., 05.15.11.)
[7] Vyshnevetskyy V.V. Uzasadnienie metody prognozowania ciśnienia górotworu przy eksploatacji kompleksu słabo nachylonych pokładów węgla: Dysertacja kandydata nauk technicznych: 05.15.02. — Donieck, 1999. — 155 str. (Обоснование метода прогнозирования горного давления при отработке свиты пологих угольных пластов: Дис... канд. техн. наук: 05.15.02. - Донецк, 1999. - 155 с.)
[8] Shipachev V.K., Kozak Y.A., Panibratchenko V.F., Nazimko V.V., Ivanov I.E., Krasko A.N., Ponomarev M.A. Zmodyfikowany model obliczania ciśnienia górotworu podczas wydobywania kompleksu pokładów // Problemy ciśnienia górotworu. — 2001. — Nr 6. — Str. 136-155. (Модифицированная модель для расчета горного давления при отработке свиты пластов // Проблемы горного давления. -2001. - №6. -С. 136-155.)
[9] Sprawozdanie z pracy badawczej "Uzasadnienie i opracowanie racjonalnego rozplanowania robót górniczych, zapewniającego stateczność głównych chodników i głównych wyrobisk pochyłych w trakcie prowadzenia robót wybierkowych w kompleksie pokładów c11, c13, c2". Etap: "Opracowanie racjonalnego układu robót wybierkowych i przygotowawczych przy wydobyciu zasobów w horyzoncie 984 m w kompleksie pokładów c11, c13". — Donieck, Doniecki Narodowy Uniwersytet Techniczny, 2000. - 45 str. (Отчет по научно-исследовательской работе «Обоснование и разработка рациональной планировки горных работ, обеспечивающей устойчивость магистральных штреков и основных наклонных выработок при развитии очистных работ в свите пластов c11, c13, c2». Этап: «Разработка рациональной планировки очистных и подготовительных работ при отработке запасов в пределах горизонта 984 м в свите пластов c_{11}, c_{13}. – Донецк, ДонНТУ, 2000 г. – 45 с.)
[10] FLAC3D Szybka analiza lagranżowska kontinuum w 3 wymiarach (FLAC3D Fast Lagrangian Analysis of Continua in 3 Dimension). Itasca Consulting Group, Inc. Wersja 3.10.F (2008).
[11] Yanzula O.S., Golowin M.V., Pidgurna O.Y., Nazimko W.W., Zakcharowa L.M., Kusen O.B. Uzasadnienie modelu do badania parametrów ochrony głównych wyrobisk pochyłych w strefach

odciążonych od ciśnienia górotworu // Fizyczne i Techniczne Problemy Produkcji Górniczej. — 2021. — Nr 23. — str. 40-53. (Янжула О.С., Головін М.В., Підгурна О.Ю., Назімко В.В., Захарова Л.М., Кусень О.Б. Обґрунтування моделі для дослідження параметрів охорони основних похилих виробок у розвантажених від гірського тиску зонах // Физико-технические проблемы горного производства. – 2021. – Вып. 23. – С. 40-53.)

[12] Nazimko V., Merzlikin A., Zakharova L. Badanie stochastycznych fluktuacji rozprzestrzeniających się przez ścianę wydobywczą // Materiały z 11. Międzynarodowej Konferencji na temat Stosowanych Innowacji w IT (ICAIIT), Marzec 2023. – str. 171-177 (Investigation of Stochastic Fluctuation Spreading through a Longwall Gob // Proceedings of the 11th International Conference on Applied Innovations in IT, (ICAIIT), March 2023. – P 171-177.)

[13] Lokalizacja, zabezpieczenie i utrzymanie wyrobisk górniczych podczas eksploatacji pokładów węgla w kopalniach. Wytyczne metodologiczne: dokumentacja projektowa 12.01.01.201-98 / Zatwierdzono przez Ministerstwo Przemysłu Węglowego Ukrainy 25.06.98. —Oficjalne wydanie — Donieck: Centrum Naukowe Geologii Górniczej, Geoekologii i Rozwoju Infrastruktury Narodowej Akademii Nauk Ukrainy, 1998. — 150 str. (Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах. Методические указания: КД 12.01.01.201-98 / Утв. Минуглепромом Украины 25.06.98. – Изд. офиц. – Донецк: УкрНИМИ, 1998. – 150 с.)

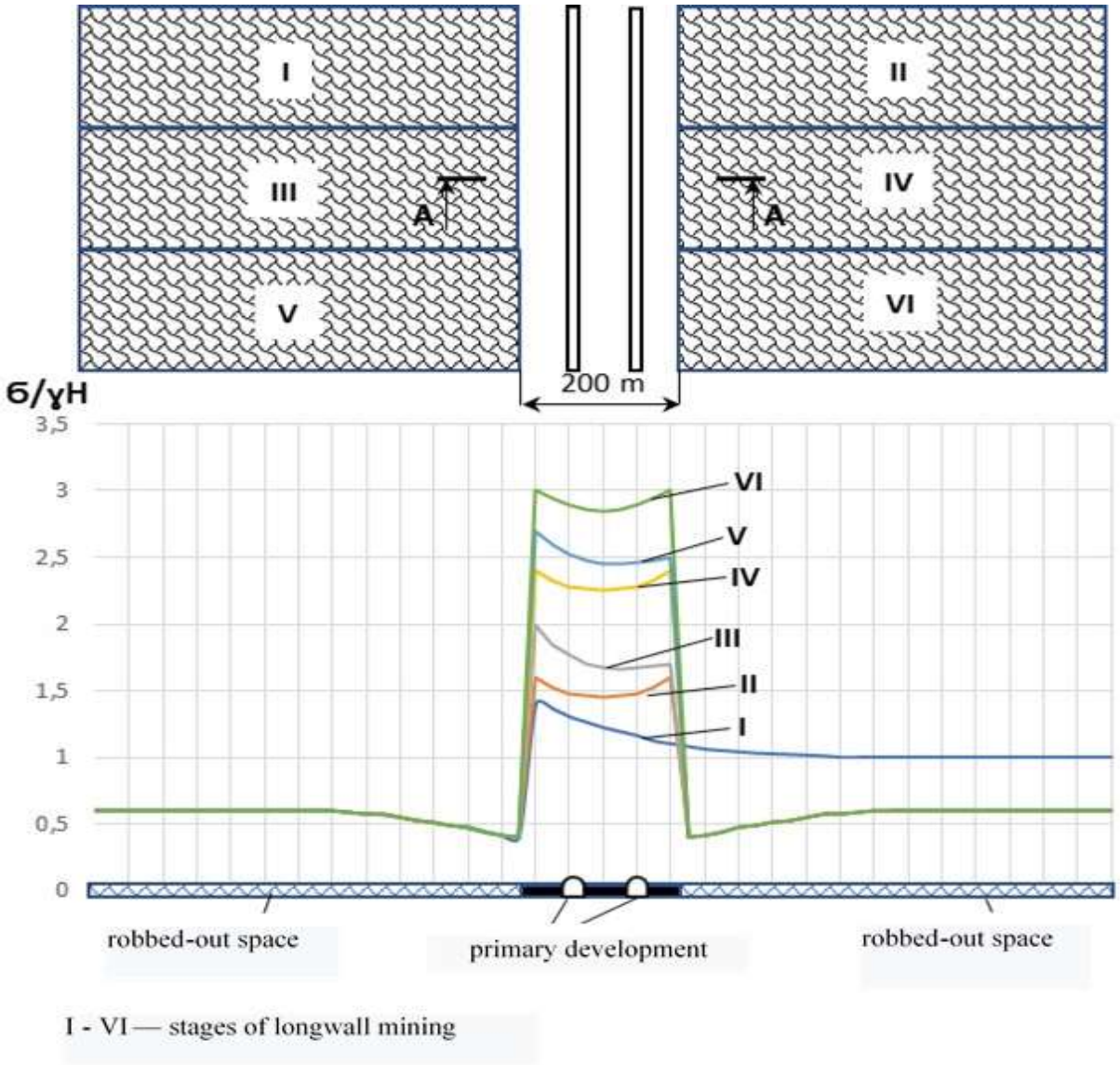
Stability Improvement of Preparatory Mining Excavations during Mining of Flat Coal Seams at Mines in Poland with the Use of Relief Zones

ABSTRACT: The problems of mining excavation protection at great depths are considered. It is shown that in the case of mining excavation protection in solid coal their condition is unsatisfactory. The issue of building a zone of ground pressure relief when mining a single longwall at coal mines of Ukraine is considered. It is suggested to locate the main preparatory excavations in the relief zone. It is also proposed to consider variants of mining schedule at coal mines in Poland with the use of relief zones to locate the main preparatory mining excavations.

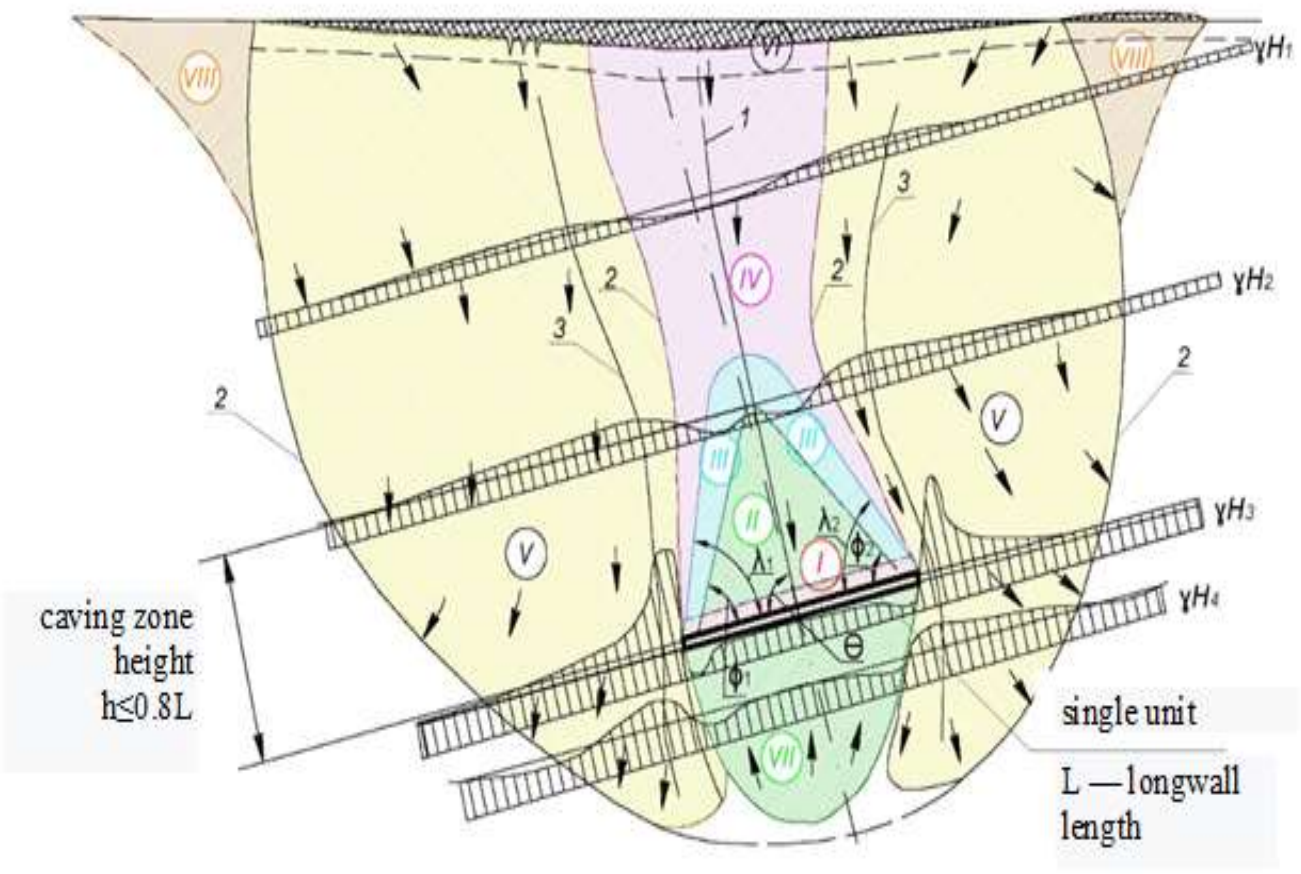
KEYWORDS: Ground pressure, main preparatory mining excavations, relief zone, geomechanical audit of the condition of the main mining excavations and the mining program.

Zwiększenie stateczności górniczych wyrobisk głównych przy eksploatacji słabo nachylonych pokładów węgla w kopalniach Polski z wykorzystaniem stref rozładowania

D.Sc ***Victor Nazimko*** *(Ukraina)*
Ph.D ***Victor Vyshnevetskyy*** *(Coal Energy S.A., Kijów, Ukraina)*
Ph.D ***Ihor Ivanov*** *(Eastern Coal Mining Group LLC, Kijów, Ukraina)*

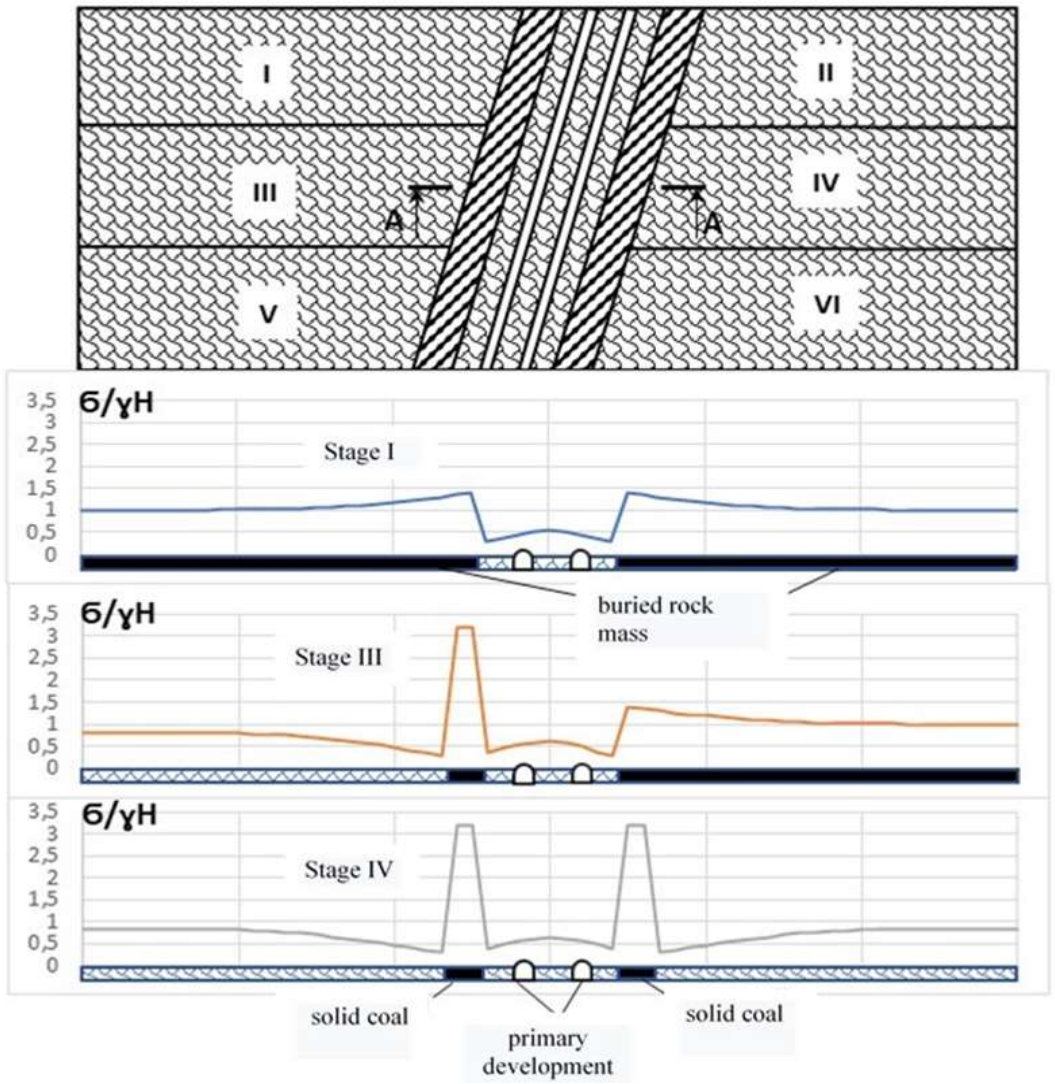


Rozkład koncentracji naprężeń pionowych σ/γH wzdłuż przekroju A-A na etapach rozwoju prac górniczych I-VI

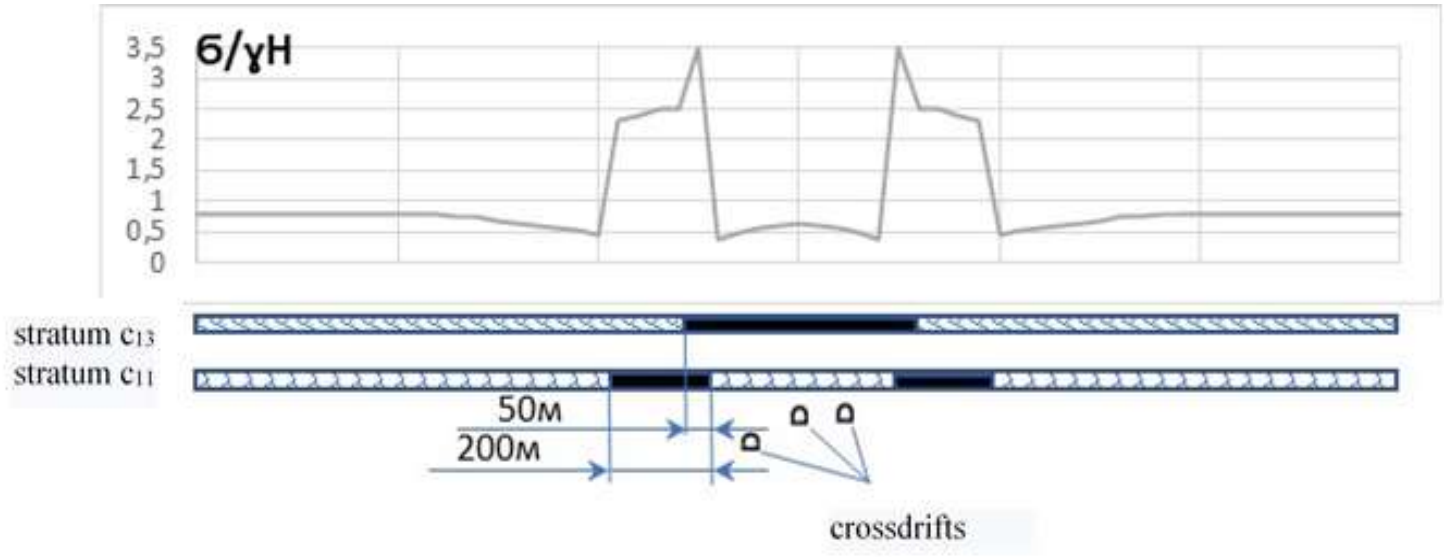


gdzie:
L — długość pojedynczej ściany rozładunkowej, m;
1 — linia maksymalnych przemieszczeń skał;
2 — granica strefy oporowego ciśnienia;
3 — linia maksymalnych ciśnień skał;
I — strefa nieuporządkowanego zawału;
II — strefa pełnych przemieszczeń;
III — strefa maksymalnych odkształceń i ugięć;
IV — strefa płynnych ugięć warstw bez ich podziału na oddzielne bloki;
V — strefa pojawiania się oporowego ciśnienia;
VI — strefa małych naprzemiennych odkształceń;
VII — strefa rozładowania;
VIII — strefa przemieszczeń skał praktycznie bez deformacji wzdłuż normalnej do warstwowania

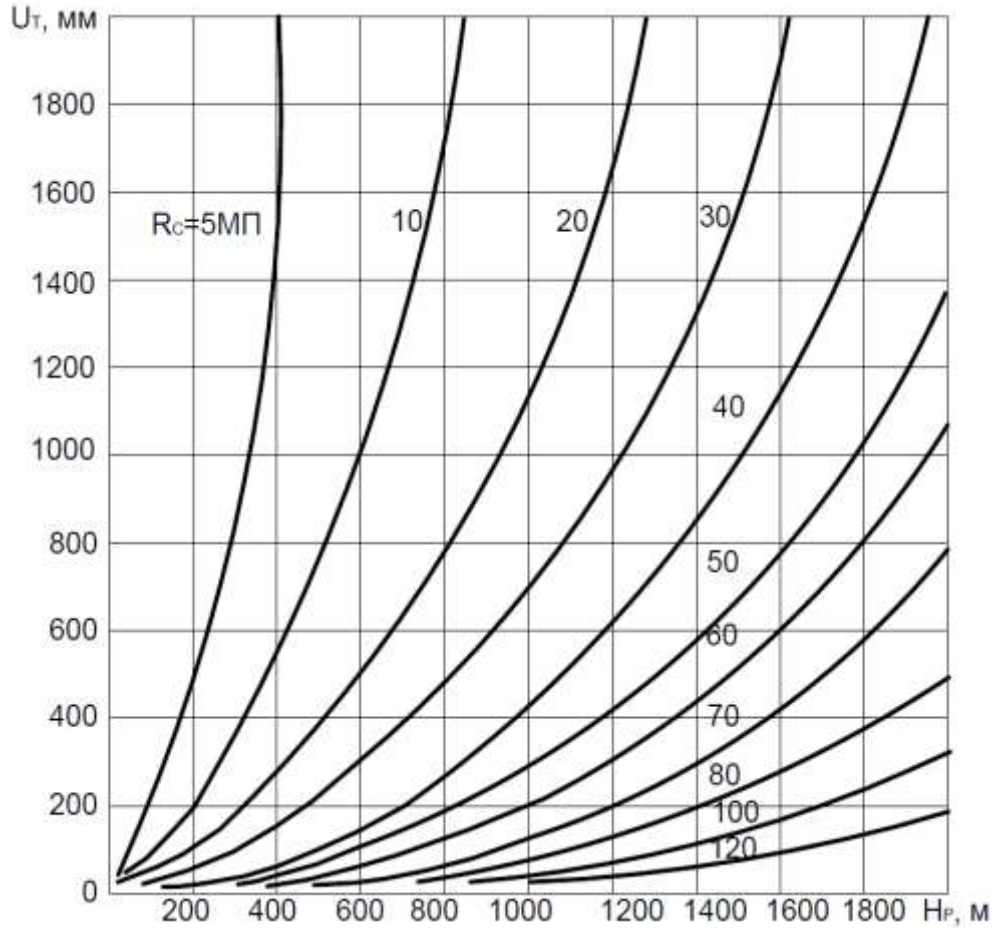
Schemat przemieszczeń górotworu DPI (Doniecki Instytut Politechniczny, obecnie Doniecki Narodowy Uniwersytet Techniczny)



Rozkład koncentracji naprężeń pionowych σ/γH wzdłuż przekroju A-A na etapach rozwoju prac górniczych I-VI, gdy strefa rozładowania jest chroniona filarami węglowymi



Uzasadniony schemat ochrony przekopów poprzecznych w kopalni Południowodonbaska Nr 3 i rozkład koncentracji naprężeń pionowych w pokładzie c_{11}



Zależność prognozujących przemieszczeń Ut obrysu wyrobiska od głębokości jej lokalizacji Hp i wytrzymałości skał zawierających wyrobisko Rc (zgodnie z metodologią normatywną Centrum Naukowego Geologii Górniczej, Geoekologii i Rozwoju Infrastruktury Narodowej Akademii Nauk Ukrainy [13])

- Do analizy biorą się wyrobiska główne.
- Na podstawie danych dostarczonych przez kopalnię analizowany jest rzeczywisty stan naprężenia i odkształcenia górotworu w miejscu wyrobisk górniczych. Nastraja się konfiguracja modelu. Przy konieczności dzieją się instrumentalne obserwacje wyrobisk na kopalni.
- Rozpatrują się kilka wariantów rozwoju robót górniczych, zarówno z lokalizacją wyrobisk w filarach, jak i w strefie rozładowania (np. rys. 1, rys. 3).
- Ocenia się stan naprężenia i odkształcenia masywu w miejscach proponowanej lokalizacji wyrobiska.
- Ustalają się prognozujące przemieszczenia na obrysie wyrobisk (Rys. 5 – zależność prognozujących przemieszczeń od głębokości lokalizacji wyrobiska i wytrzymałości skał według danych [13]). Dzieje się ocena konieczności oraz liczby napraw i kosztów utrzymania wyrobisk głównych.
- Spełnia się ekonomiczne porównanie wariantów rozwoju robót górniczych wychodząc z kosztów na utrzymanie głównych wyrobisk. Na podstawie porównania przyjmuje się najbardziej ekonomicznie korzystny wariant.

Biorąc pod uwagę powyższe, zaproponowano następujący algorytm badania geomechanicznego, a następnie wyboru optymalnego wariantu rozwoju robót górniczych dla konkretnej kopalni

ccus.pl

AGH

WiseEuropa

Ministerstwo Rozwoju i Technologii

NCBR Narodowe Centrum Badań i Rozwoju

W. Nowak, M. Ściążko, S. Tokarski, P. Gładysz
Centrum Energetyki
Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie

Technologie wychwytu, transportu, utylizacji i składowania CO_2 w Polsce – stan obecny

Projekt współfinansowany ze środków Narodowego Centrum Badań i Rozwoju w ramach programu badań naukowych i prac rozwojowych Społeczny i gospodarczy rozwój Polski w warunkach globalizujących się rynków GOSPOSTRATEG

ccus.pl

AGH WiseEuropa Ministerstwo Rozwoju i Technologii Narodowe Centrum Badań i Rozwoju

Technologia CCS obejmuje szereg procesów polegających na **wychwyceniu i separacji CO_2** oraz kolejno **przygotowaniu CO_2 do transportu** i finalnie dostarczeniu go na miejsce składowania w strukturach geologicznych o odpowiedniej pojemności lub do utlizacji.

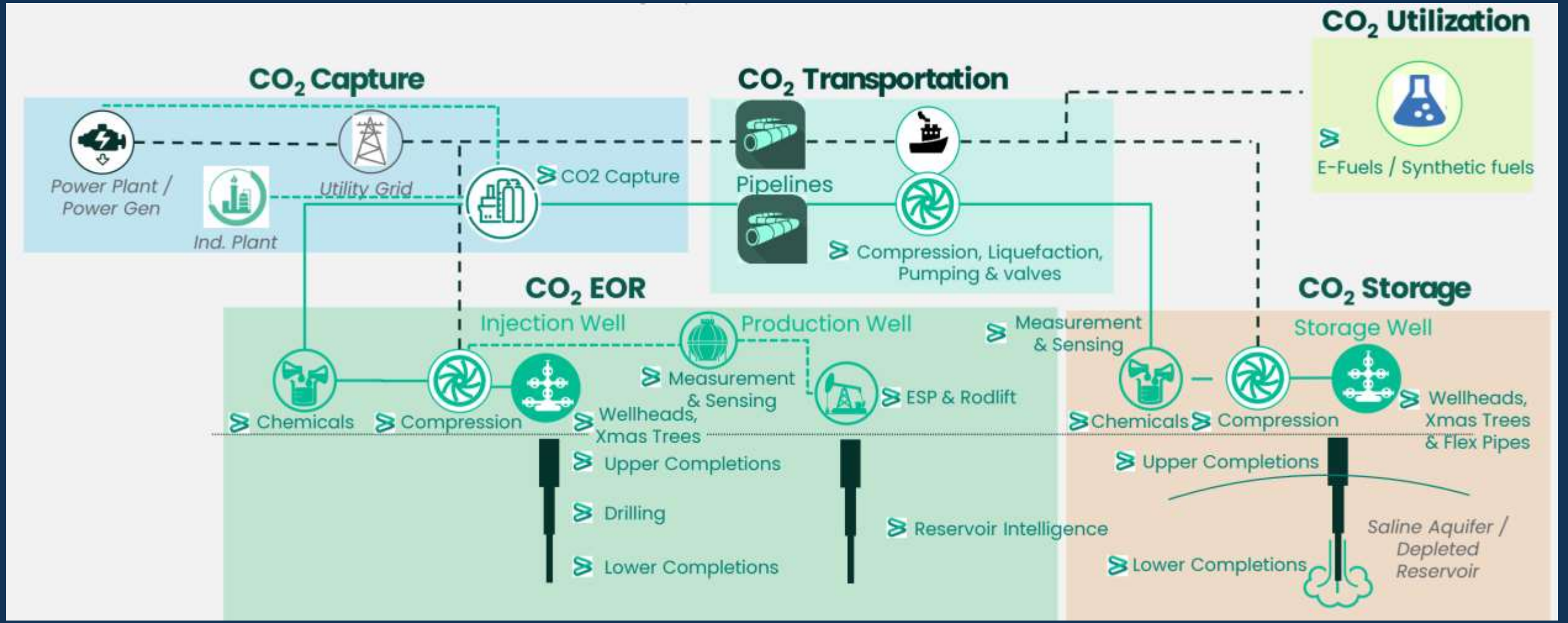


CCS i CCU w szerokim kontekście - uzasadnienie



ccus.pl

Łańcuch wartości CCSU



Gianluca Di Federico. Baker Hughes, April 2022

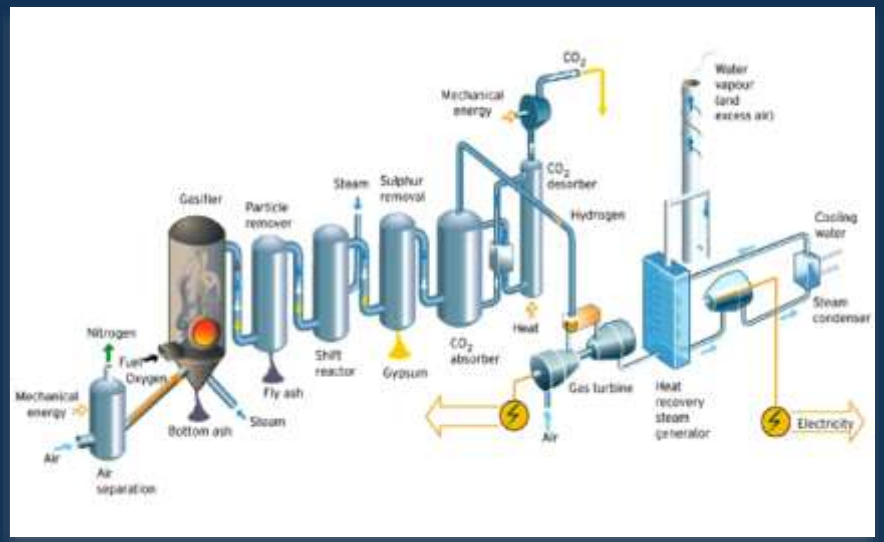
Centrum Energetyki AGH (w ścisłej współpracy z pozostałymi jednostkami AGH) skupia **ponad 40 ekspertów** z obszaru technologii CCUS:

- **zespół technologiczny**:
  - wychwyt CO_2,
  - utylizacja CO_2,
  - transport CO_2,
  - składowanie (magazynowanie)CO_2,
- **zespół oceny technologii** (ekonomia i środowisko, zarządzanie ryzykiem),
- **zespół modelowania procesowego** (modele procesowe i optymalizacyjne systemów CCUS).

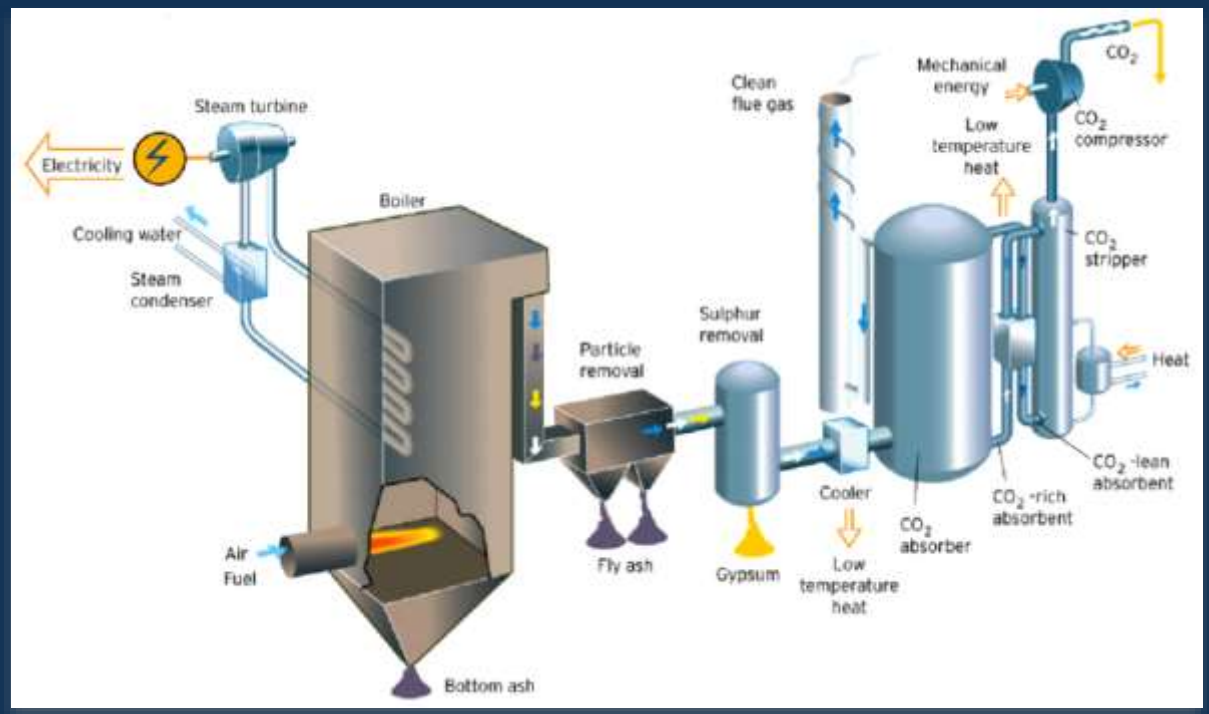


ccus.pl

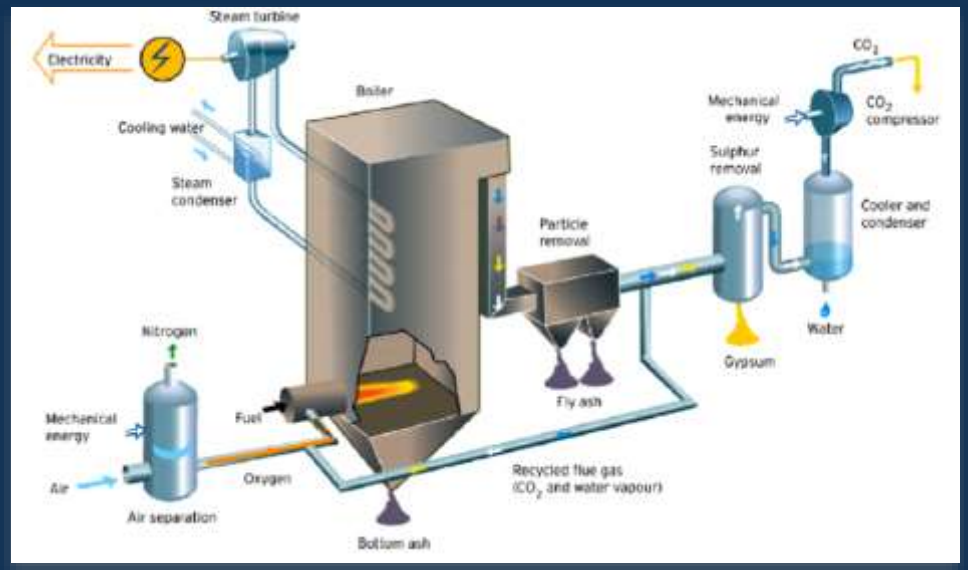
Technologie wychwytu



Precombustion capture



Postcombustion capture



Spalanie tlenowe

Strategia rozwoju technologii wychwytu, transportu, utylizacji i składowania CO_2 w Polsce oraz pilotaż Polskiego Klastra CCUS

Akronim: **CCUS.pl**

Skład konsorcjum:

- Akademia Górniczo-Hutnicza (lider konsorcjum)
- WiseEuropa - Fundacja Warszawski Instytut Studiów Ekonomicznych i Europejskich (partner społeczno-gospodarczy)
- *Ministerstwo Rozwoju i Technologii (lider merytoryczny – podmiot wdrażający) – w procesie zmian na Ministerstwo Klimatu i Środowiska*

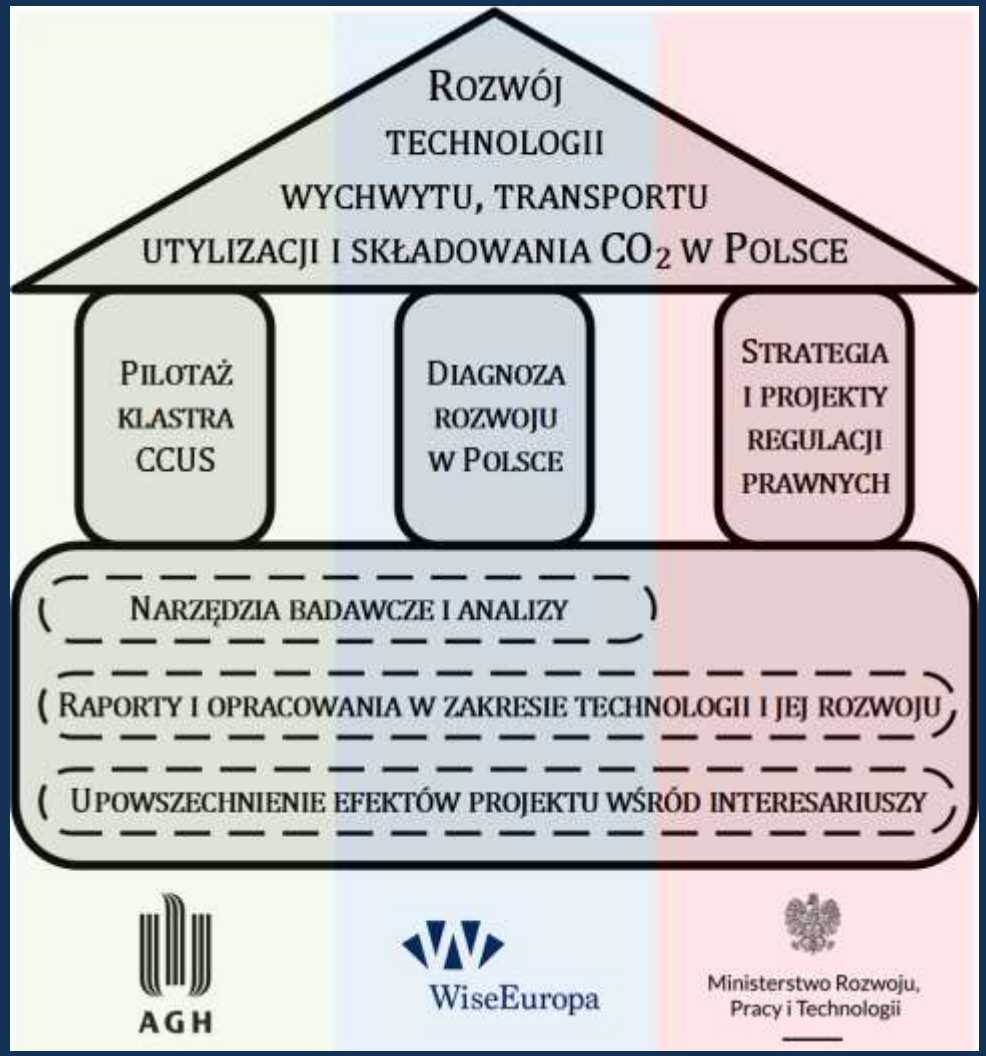
Program: **GOSPOSTRATEG III Narodowego Centrum Badań i Rozwoju**
Rozpoczęcie projektu: 31 marca 2021 r. (realizacja: 36 miesięcy)
Wartość projektu: 9 973 862,75 PLN (dofinansowanie: 9 726 362,75 PLN)
Kierownik B+R projektu CCUS.pl: prof. dr hab. inż. Wojciech Nowak
Kierownik Zarządzający projektu CCUS.pl: dr inż. Paweł Gładysz

Główne projekty (od 2021 w roli lidera lub konsorcjanta) Centrum Energetyki AGH **w obszarze technologii CCUS** :

- ❑ **Projekt strategiczny:** Strategia rozwoju technologii wychwytu, transportu, utylizacji i składowania CO2 w Polsce oraz pilotaż Polskiego Klastra CCUS (04.2021 – teraz)
- ❑ **Projekt bilateralny**: Acceleration of Climate Change Mitigation Technologies Deployment: Polish-Norwegian CCS Network (08.2023 – teraz)
- ❑ **Projekt przemysłowy**: Wstępne Studium Wykonalności instalacji wychwytu i przygotowania CO_2 do transportu (01.2024 – teraz)
- ❑ **Projekt przemysłowy**: **Strategia wychwytu, składowania i transportu CO2 dla przemysłu wapienniczego (09.2023 – teraz)**
- ❑ **Projekt przemysłowy**: Opracowanie studium wykonalności instalacji demonstracyjnej CCS (09.2023 – teraz)
- ✓ **Projekt przemysłowy**: Wstępne studium wykonalności dla wykorzystania technologii CCS w elektrociepłowniach w Polsce (10.2022 – 04.2023)
- ✓ **Projekt przemysłowy**: **Studium wykonalności zintegrowanego układu CCS dla przemysłu cementowego w Polsce (02.2022 – 09.2022)**
- ✓ **Projekt przemysłowy**: Studium techniczno-ekonomiczne dla wychwytu i składowania CO_2 dla Towarzystwa Gospodarczego Polskie Elektrownie (12.2021 – 09.2022)

Główne cele projektu CCUS.pl:

1. opracowanie **strategii rozwoju technologii CCUS w Polsce**,
2. przygotowanie **projektów adekwatnych regulacji prawnych** stymulujących ten rozwój w sposób zrównoważony ekonomicznie, społecznie i środowiskowo,
3. przygotowanie **pilotażu pierwszego polskiego klastra CCUS**, który stanowić będzie zaplecze badawczo-doradcze dla dalszego rozwoju tej technologii w kraju.



ccus.pl

Strategia rozwoju technologii wychwytu, transportu, utylizacji i składowania CO2 w Polsce oraz pilotaż Polskiego Klastra CCUS

AGH

WiseEuropa

Ministerstwo Rozwoju, Pracy i Technologii

Narodowe Centrum Badań i Rozwoju

Czy jesteśmy gotowi na CCS?

CCS Requirement Indicator – względny wskaźnik globalnego udziału w produkcji i zużyciu paliw kopalnych.



CCS Readiness Index – poziom gotowości na wdrożenie technologii CCS (obszary: polityka, prawo, zasoby, technologie)



Source and more (maps): https://co2re.co/Network
Source and more (table): https://www.globalccsinstitute.com/resources/publications-reports-research/ccs-legal-and-regulatory-indicator-2023/

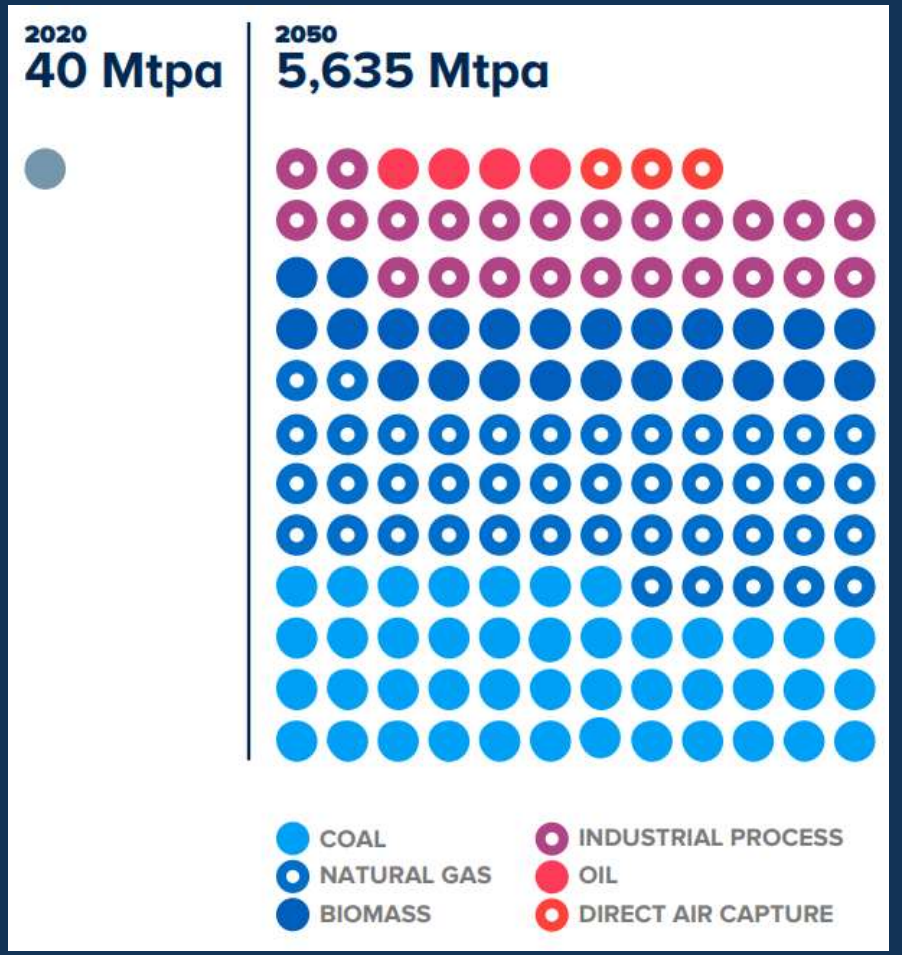
CCS Legal and Regulatory Indicator – ramy prawne i regulacyjne mające zastosowanie do CCS (wybrane kraje)

Kraj	Wynik na 100 pkt
Australia	70
United Kingdom	68
Denmark	**66.5**
Norway	**61.5**
Croatia	60.5
Iceland, Netherlands	58
Germany, Greece, Italy	57.5
Sweden	56
Czechia	51.5
Bulgaria, Hungary	**49.5**
Slovak Republic	**48.5**
France	48
Lithuania	**47.5**
Romania	**45.4**
Poland, Finland	**45**
Spain	43.5
Slovenia	**36**
Latvia	**32.5**
Estonia	**31**
Austria	30
Ireland	25

Stan rozwoju technologii CCS na świecie na koniec 2023 roku:

- **41 obiektów komercyjnych wykorzystujących technologię CCS (sekwestrujących łącznie ok. 49 milionów ton CO_2 na rok).**
- 2 obiekty odstawione od eksploatacji (2,3 Mtpa),
- 26 obiekty w budowie (32 Mtpa),
- **121 obiektów w zaawansowanym stanie przygotowań (144 Mtpa),**
- 204 obiekty w fazie wstępnej (135 Mtpa).

W Polsce mamy oficjalnie uwzględnione 2 projekty – w budowie/w zaawansowanym stanie przygotowań – na wychwyt ok. 1 mln ton CO_2 na rok i transport do 2,6 mln ton CO_2 na rok.



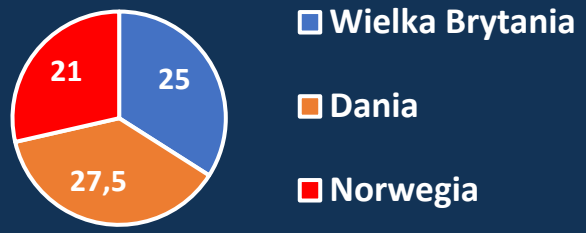
Rola CCS według scenariusza IEA SDS w roku 2050

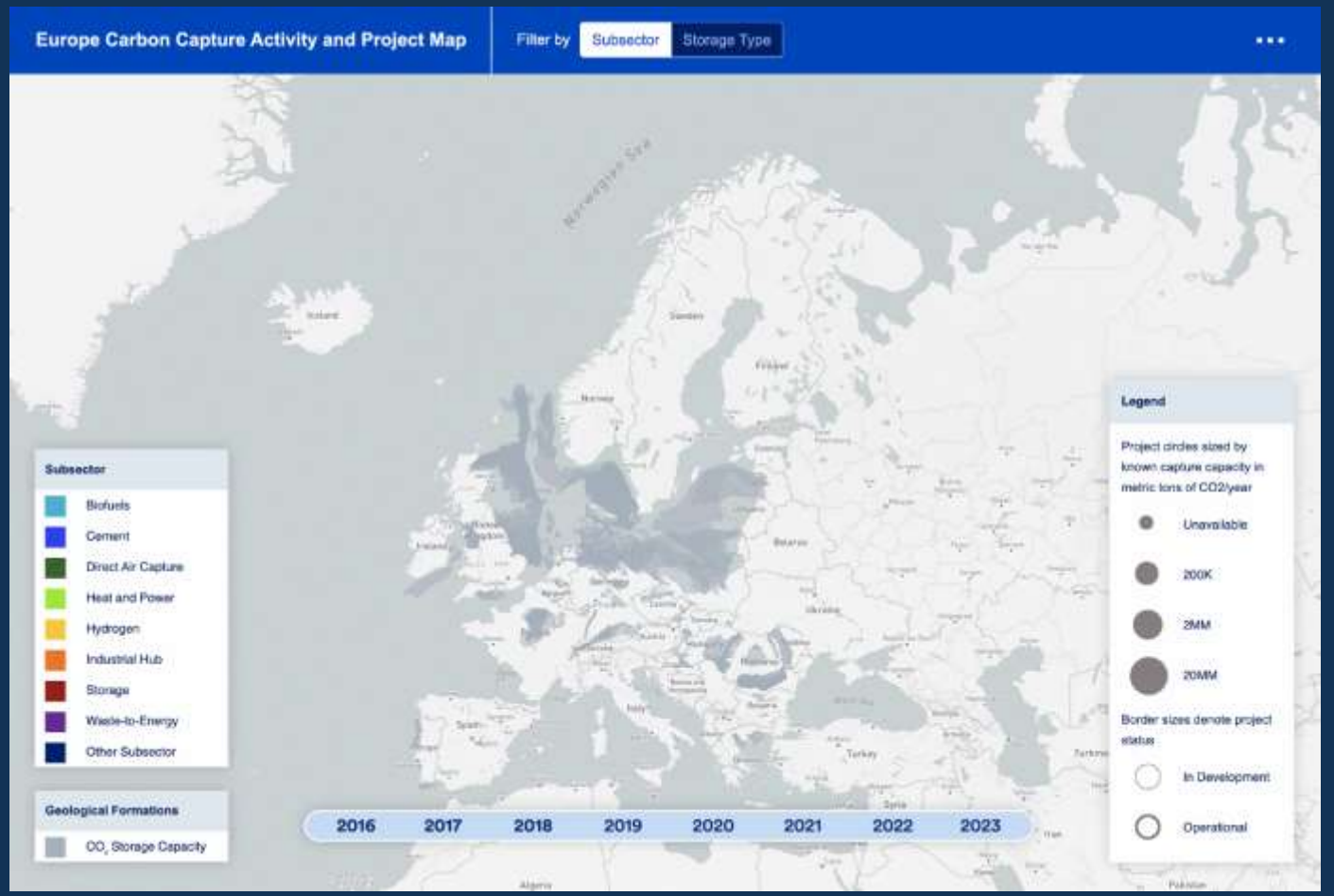
Źródło: https://www.globalccsinstitute.com/resources/global-status-report/

Global Carbon Capture Activity and Projects Map przygotowany przez Clean Air Task Force

- projekty we wszystkich sektorach
- kraje Europy Środkowo-Wschodniej są w tyle w stosunku do Europy Zachodniej
- duża część projektów polega na Norwegii jako miejscu docelowego składowania CO_2

Ogłoszona pojemność magazynowa CO_2 (2023 rok) w mln ton CO_2 na rok





Przykładowy cykl inwestycyjny dla projektów CCS:

	Rok 1	Rok 2	Rok 3	Rok 4	Rok 5	Rok 6	Rok 7	Rok 8	Rok 9
Zgody i pozwolenia									
Studia geologiczne									
Studia dla wychwytu i transportu									
Kontraktowanie									
Budowa i uruchomienie									



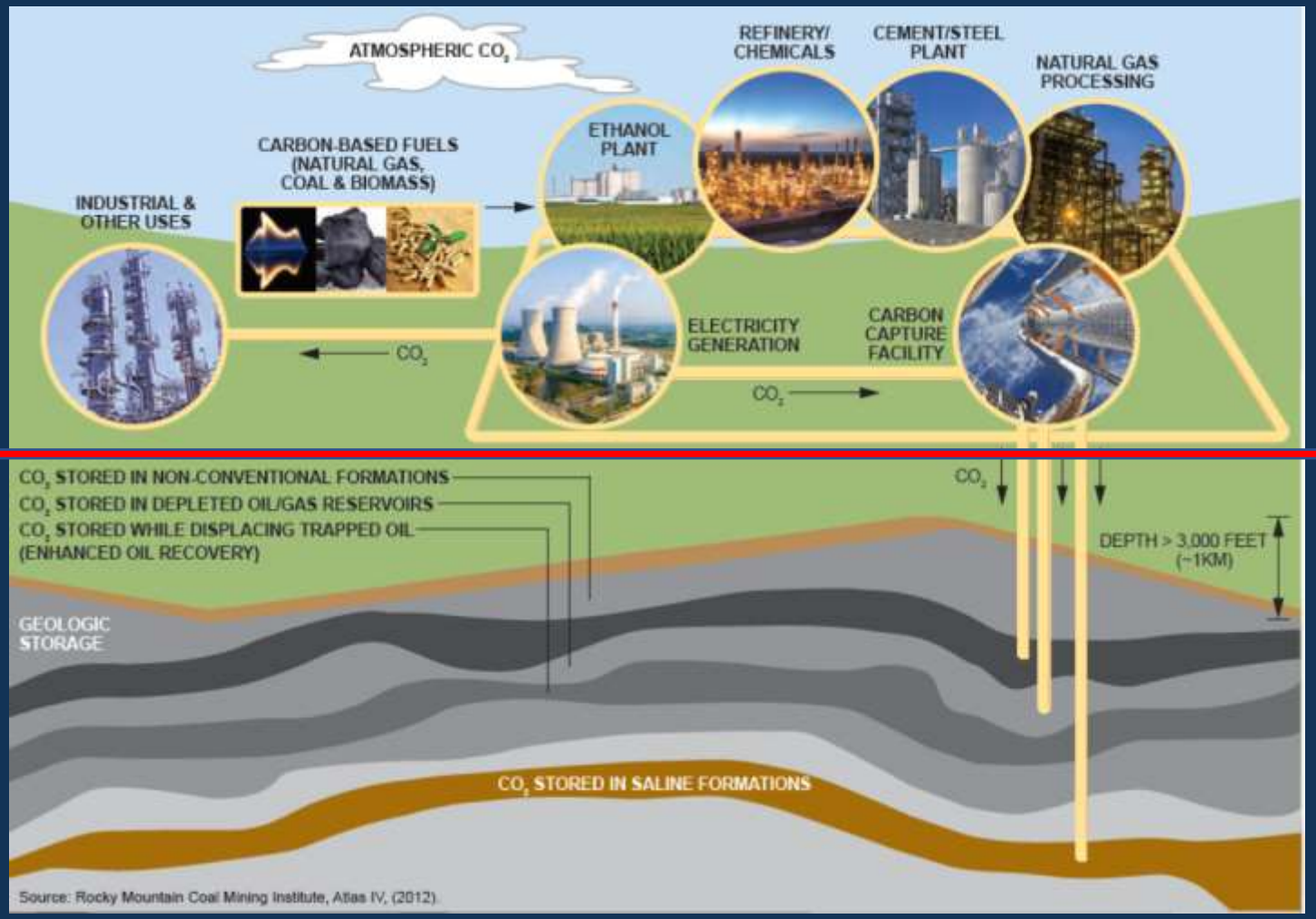
Źródło:
https://status22.globalccsinstitute.com/

Czas na decyzje jest dzisiaj...

Spojrzenie gospodarcze na technologie CCUS

Źródła emisji
i potencjał do wychwytu

Trwałe składowanie CO_2
czy może magazynowanie?



Obszar biznesowy
Istniejącego przemysłu

Obszar oczekujący
inicjatywny Państwa.

Idea klastrów energetyczno-przemysłowych w Polsce

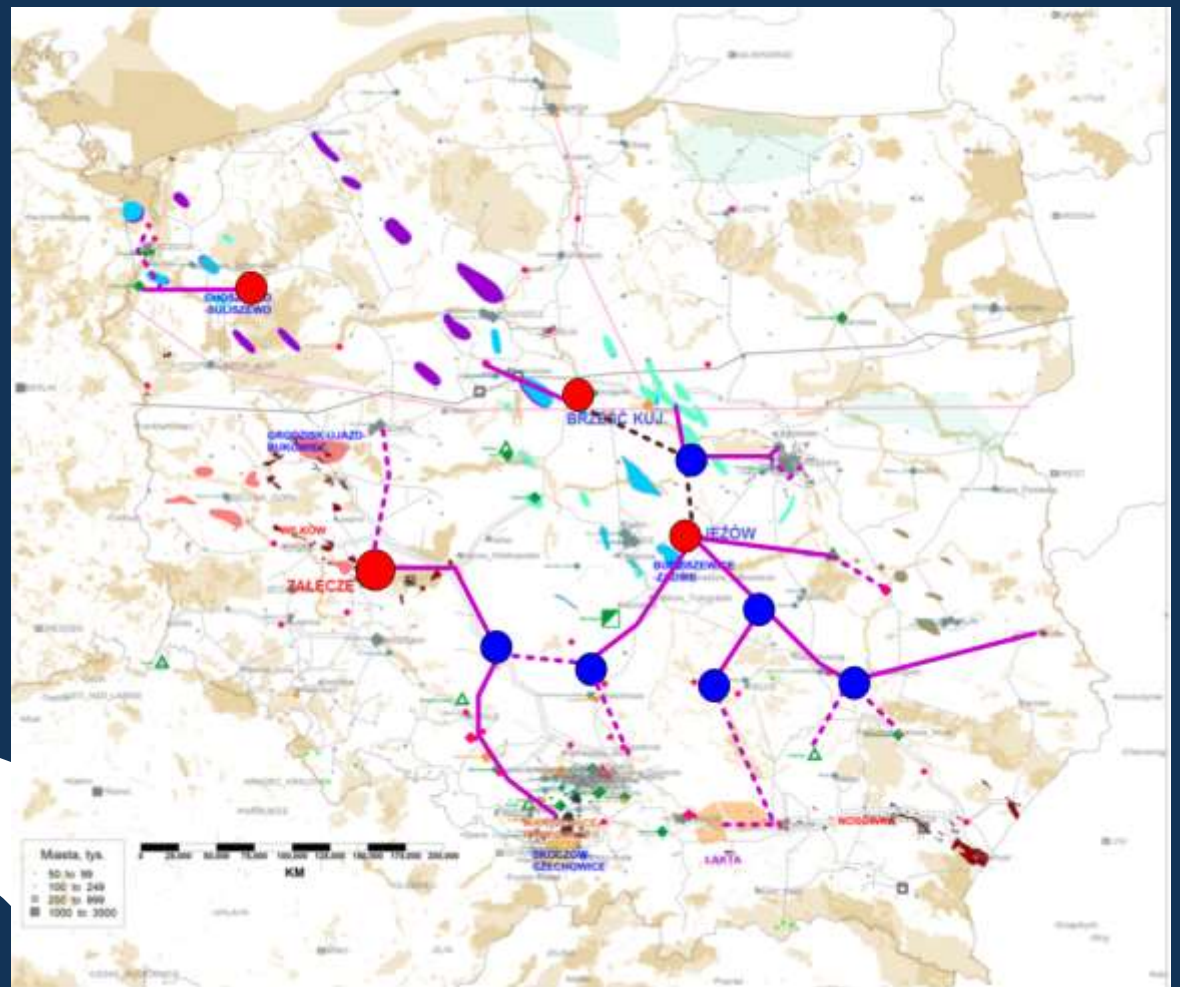
Klaster (hub) energetyczno-przemysłowy

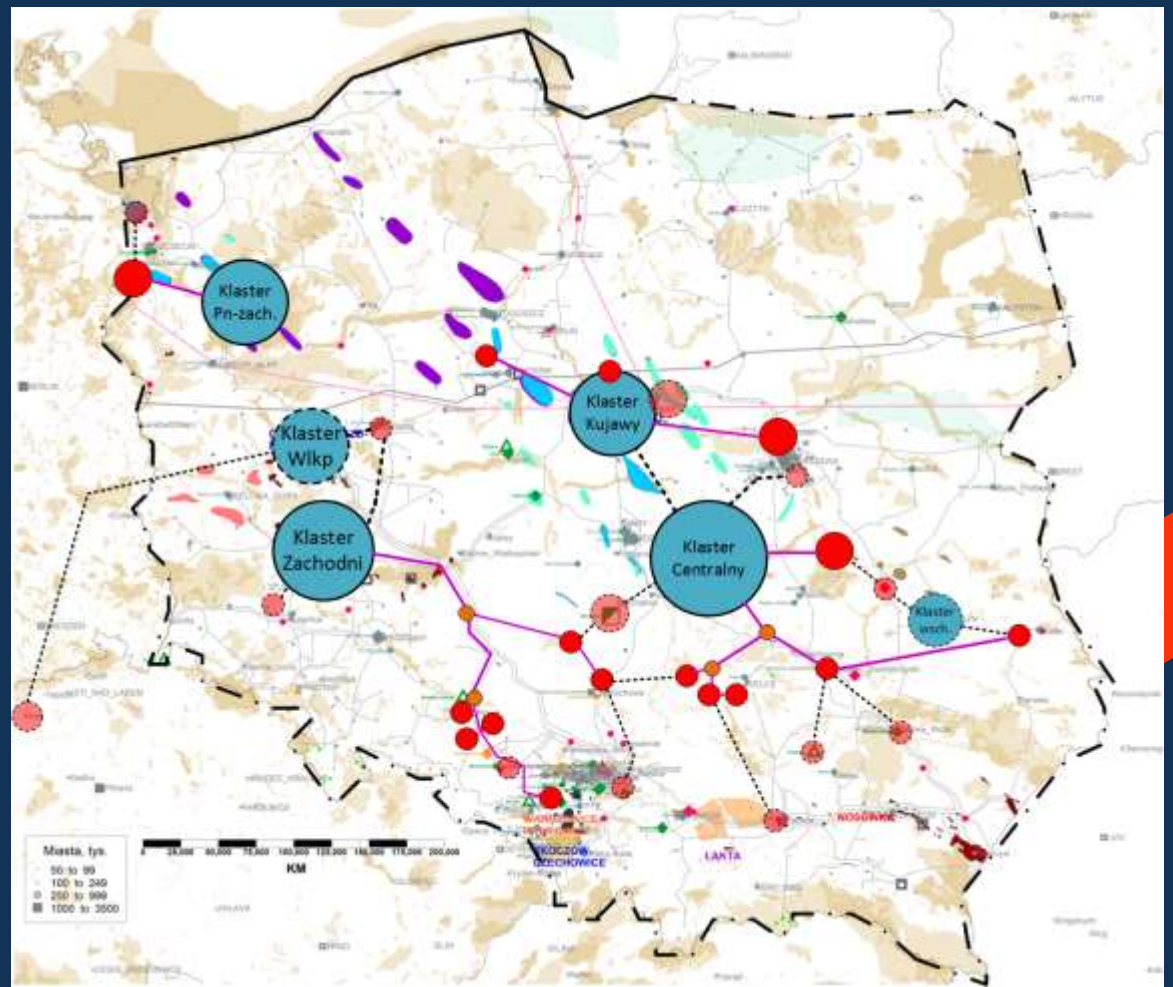
Przedsiębiorstwa	Infrastruktura	Otoczenie społeczno-gospodarcze

Energetyka zawodowa	Przemysł	Wychwyt	Transport	Składowanie	Utylizacja	Dokumenty strategiczne	Interesariusze zewnętrzni	Legislacja i wsparcie

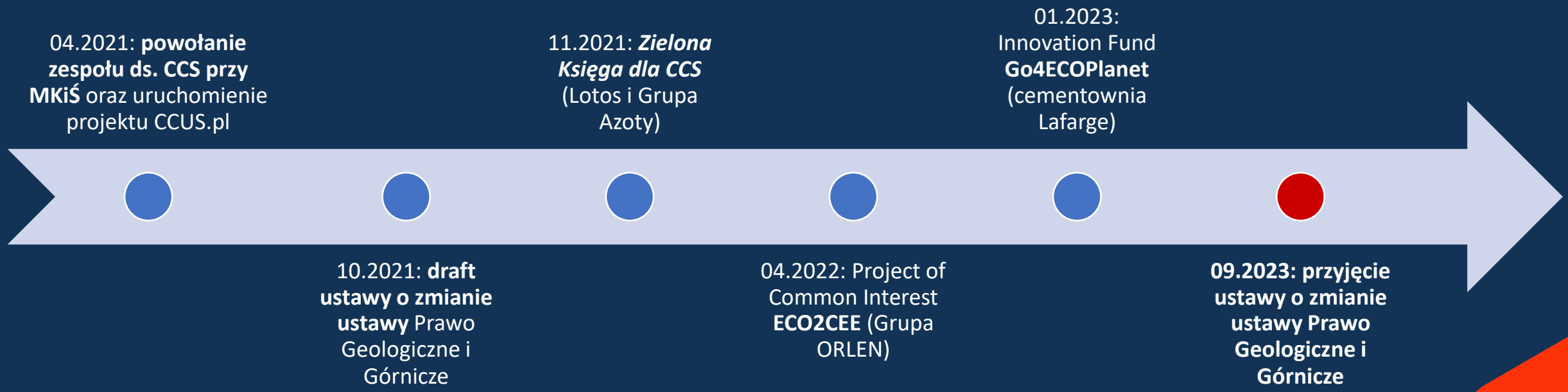
Konieczne jest prowadzenie wielopoziomowych, skoordynowanych działań w różnych obszarach w ciągłym dialogu ze wszystkimi interesariuszami – musimy korzystać z praktyk zagranicznych.

Idea klastrów energetyczno-przemysłowych w Polsce – przykłady koncepcji





Kamienie milowego dla technologii CCS w Polsce



- **Projekt ustawy o zmianie ustawy – Prawo geologiczne i górnicze oraz niektórych innych ustaw** – m.in. dopuszczenie prowadzenia działalności polegającej na podziemnym składowaniu dwutlenku węgla (CCS) w zakresie projektów komercyjnych.
- **Zespół ds. CCS** – **Grupa Robocza ds. Komunikacji** powołana w maju 2023 – draft działań i wytycznych kierunkowych przesłany do Ministerstwa w sierpniu 2023 roku.

Perspektywy CCS w Polsce

Sektor	2030 rok	2035 rok	2040 rok
	[mln ton CO_2 na rok]		
Energetyka zawodowa	0,0	2,0 – 4,0	8,0 – 30,0
Energetyka komunalna i spalarnie odpadów	0,0	1,0 – 2,0	3,0 – 6,0
Produkcja cementu, wapna i gipsu	**1,0+**	**5,0 – 7,0+**	**10,0 – 14,0+**
Produkcja chemikaliów i wyrobów chemicznych	0,0	2,0 – 3,0	4,0 – 6,0
Produkcja metali i produkcja koksu	0,0	1,0 – 2,0	4,0 – 7,0
Rafinerie ropy naftowej	1,0	2,0 – 4,0	5,0 – 7,0
Łącznie	2,0+	13,0 – 22,0+	34,0 – 70,0+

Materiał przygotowany na potrzeby aktualizacji KPEiK dla Ministerstwa Klimatu i Środowiska.

Dylematy rozwoju i implementacji CCS

- Postulat dekabonizacji oznacza, że świat w tym Polska musi przejść w bezprecedensowym tempie od systemów energetycznych opartych na paliwach kopalnych do systemów zasilanych niewęglowymi źródłami energii, takimi jak energia odnawialna, jądrowa i wodorowa. Jak i kiedy? Czy CCS ma miejsce w nowej energetyce węglowej/gazowej?

- Chociaż CCS jest w dużej mierze postrzegany jako nieodłączny element dekarbonizacji paliw kopalnych, ale nadal istnieje poważna obawa, że może to zostać wykorzystane jako wymówka do utrzymywania uzależnienia od paliw kopalnych. Czy zatem jest to rozwiązanie skuteczne i powinno być zastosowane w krajowej energetyce?

- W celu przyspieszenia implementacji technologii CCS wprowadza się usuwanie CO2 z procesów spalania biomasy/RDF (BECCS) oraz wychwyt bezpośrednio z powietrza (DACCS) uznając w pierwszym przypadku tzw. ujemną emisję. Czy to ma sens?

- Jakie są krytyczne obszary implementacji technologii CCUS: polityka/środki regulacyjne; czynniki ekonomiczne i finansowe; czynniki technologiczne wychwytu; rozpoznanie geologiczne struktur podziemnych; czynniki organizacyjne dla transportu i składowania; komunikacja społeczna?

Główne wyzwania dla CCS w Polsce

- Powołanie **Rządowego Programu Implementacji technologii CCS**.
- Dokończenie procesu **zmian w ustawie Prawo geologiczne i górnicze oraz Prawo energetyczne wraz z przygotowanie adekwatnych rozporządzeń w obszarze transportu i składowania CO_2.**
- Opracowanie i przyjęcie **strategii dekarbonizacji przemysłu w Polsce,** w tym **strategii rozwoju i wdrażania technologii CCS w Polsce.**
- Uaktualnienie oceny **potencjału polskich struktur geologicznych** pod względem magazynowania dwutlenku węgla **wraz z przeprowadzeniem projektów pilotażowych dla składowania na lądzie i na morzu.**
- Przygotowanie dedykowanych **mechanizmów wsparcia finansowanego** projektów CCS w Polsce dla emitentów oraz operatorów transportu i składowania:
  - wykorzystanie przychodów z aukcji EU ETS na program subsydiujący projekty w zakresie wychwytywania i podziemnego składowania dwutlenku węgla;
  - wprowadzenie ulg podatkowych dla przedsiębiorstw obniżających swoje emisje dwutlenku węgla poprzez wykorzystanie technologii CCS;
  - rozważanie wdrożenia węglowych kontraktów różnicowych dla przemysłu celem finansowania projektów w zakresie wychwytywania i podziemnego składowania dwutlenku węgla.
- **Promowanie mniej emisyjnej produkcji przemysłowej** poprzez uwzględnianie odpowiednich wymagań środowiskowych co do **śladu węglowego w Opisie Przedmiotu Zamówienia** w ramach procedury zamówień publicznych **(tzw. zielone zamówienia publiczne).**

Dziękujemy za uwagę

Wpływ zagrożeń naturalnych na eksploatację projektowanej Ściany D-5 w pokładzie 358/1 w KWK „Budryk”

Łukasz Pabian, Wojciech Pieczykolan

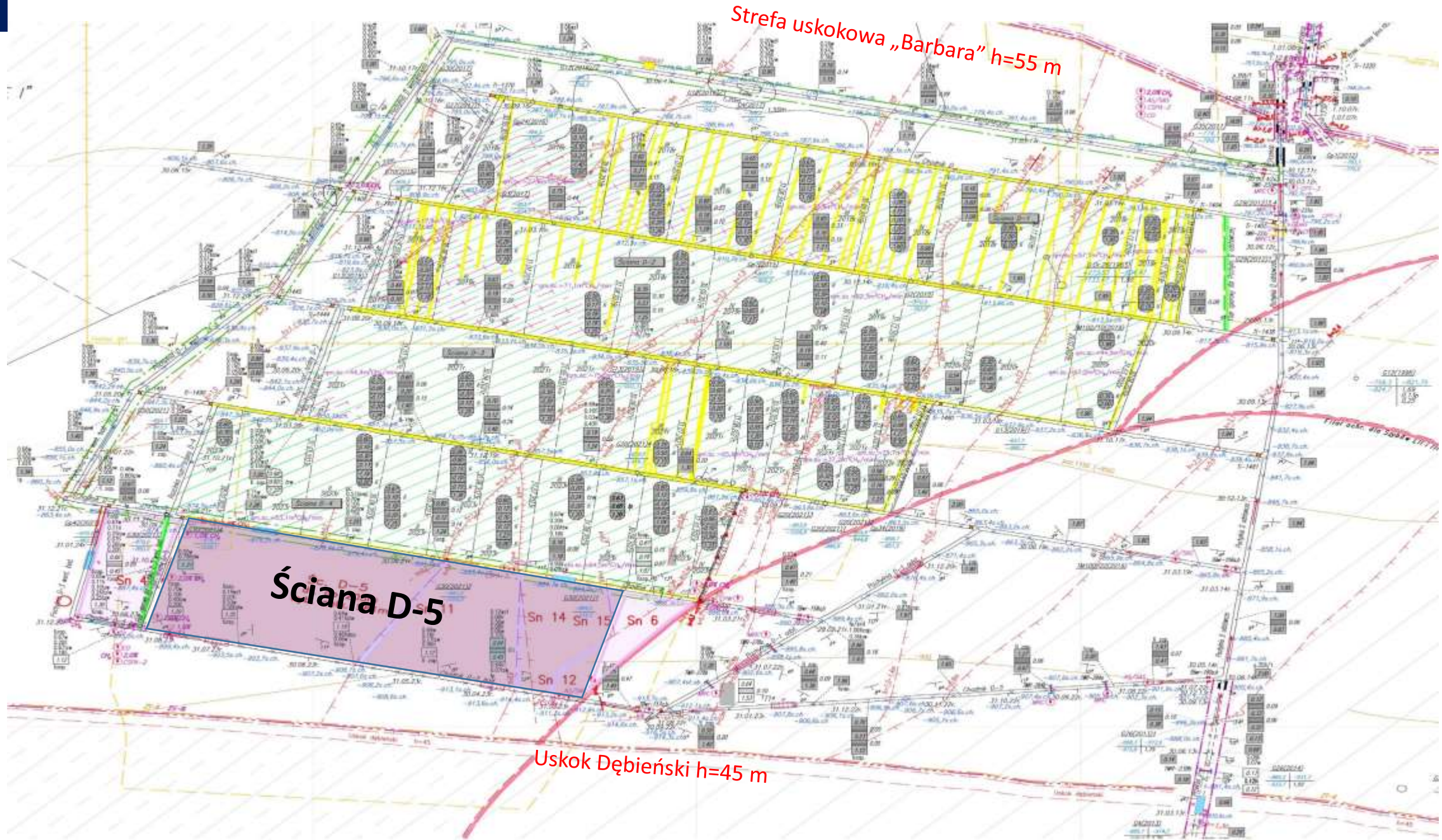
Marcin Dreger, Piotr Celary

Kraków, luty 2024

Plan prezentacji

1. **Sposób przewietrzania**
2. **Charakterystyka partii złoża i warunków geologiczno-górniczych**
3. **Charakterystyka zagrożeń naturalnych**
4. **Opis zdarzeń wydzielania metanu**
5. **Wnioski i zalecenia kopalnianego zespołu ds. rozpoznawania i zwalczania zagrożeń**
6. **Badania własności sorpcyjnych**
7. **Podsumowanie**

Mapa rejonu

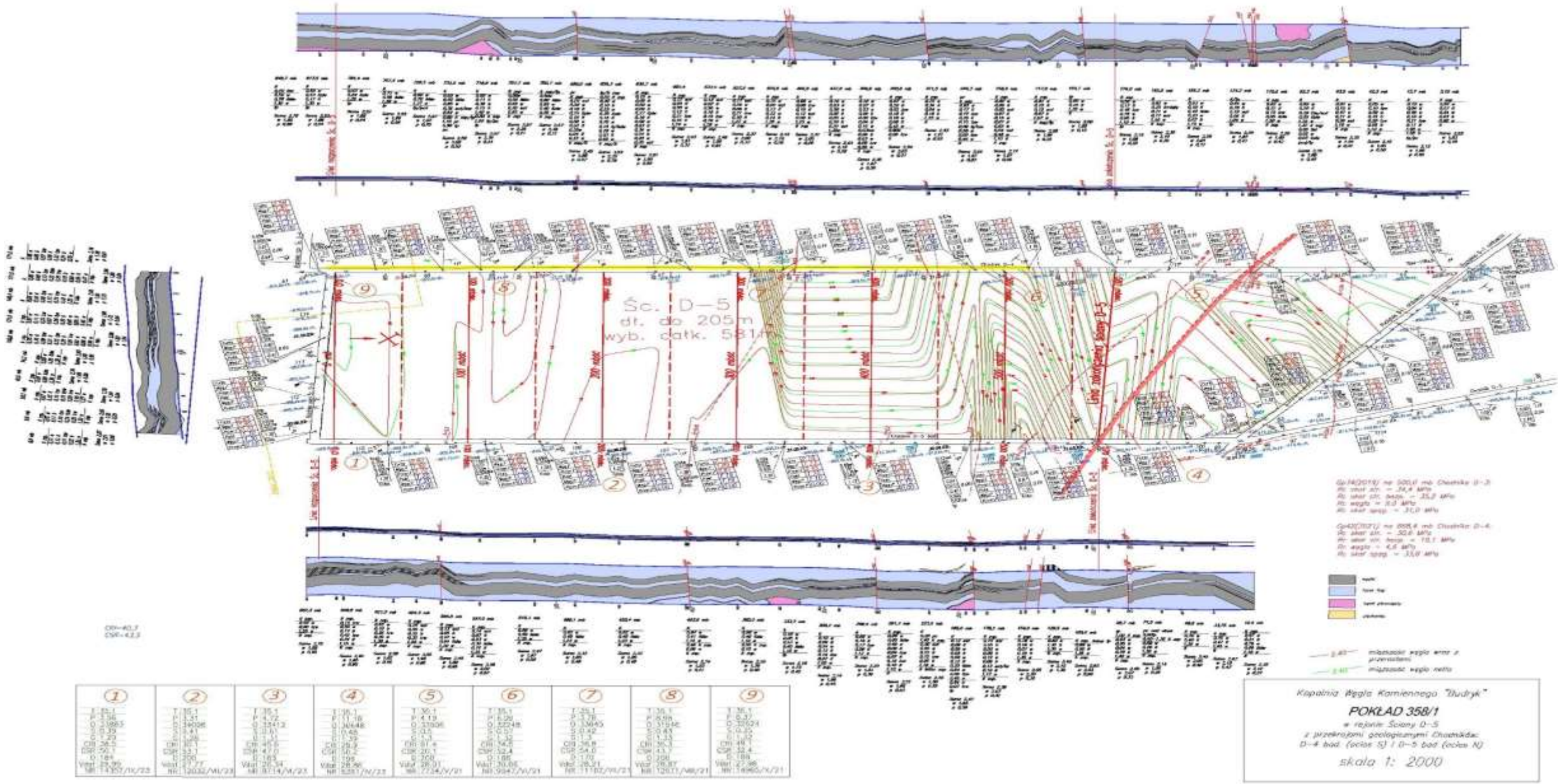

Strefa uskokowa „Barbara” h=55 m
Ściana D-5
Sn 14
Sn 15
Sn 6
Sn 12
Uskok Dębieński h=45 m

Charakterystyka zagrożeń w Ścianie D-5 w pokładzie 358/1

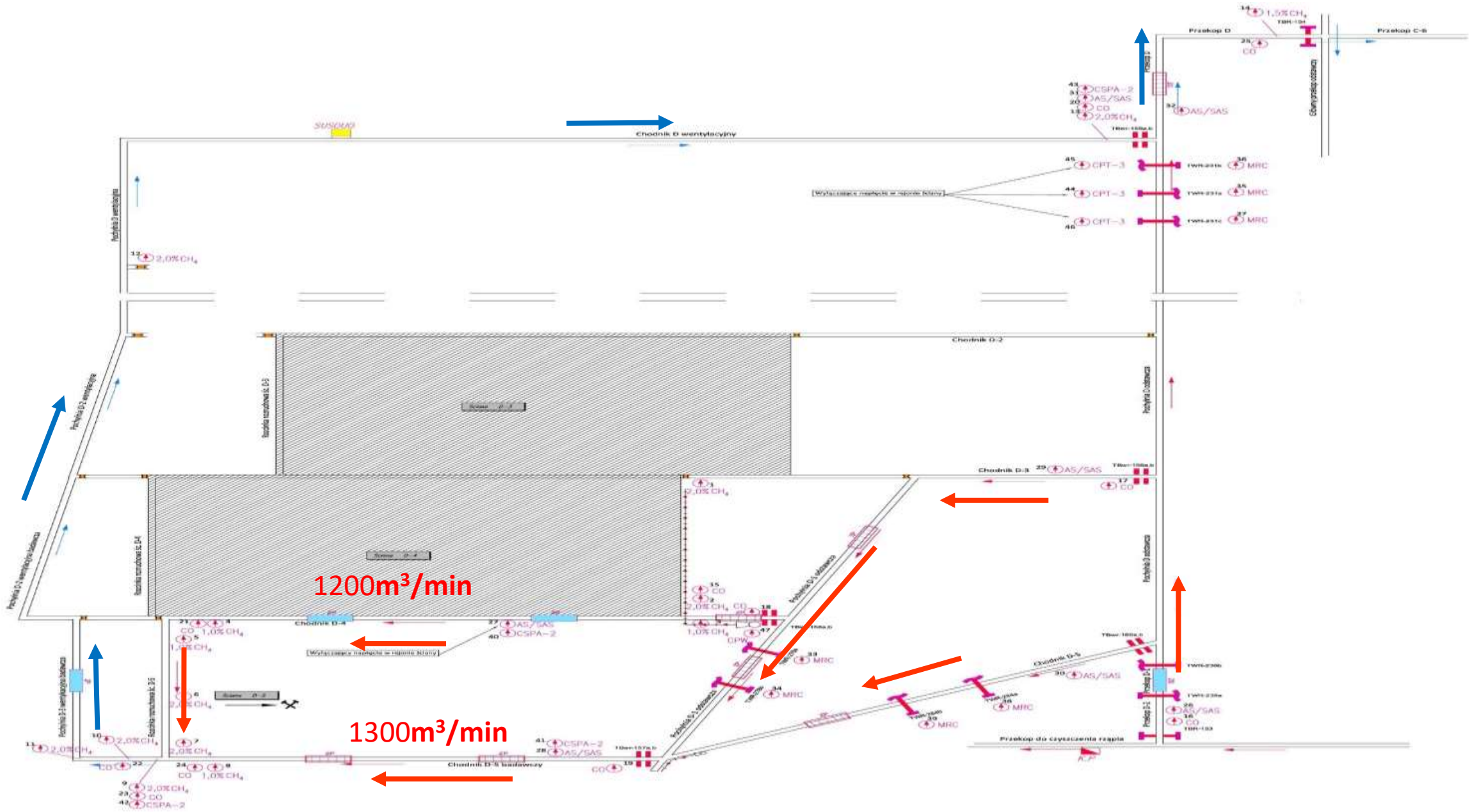
Pokład	358/1
Miąższość pokładu	1,1 ÷ 2,7 m[1)]
Długość ściany	do 205 m
Wysokość eksploatacyjna ściany	1,85 ÷ 2,7 m [2)]
Nachylenie podłużne ściany	4° ÷ 9°
Nachylenie poprzeczne ściany	-7° ÷ +6°
Wybieg ściany	581 m
System eksploatacji	podłużny z zawałem stropu
Zabiór	0,8 m
Kategoria zagrożenia metanowego	**IV kategoria zagrożenia metanowego**
Kategoria zagrożenia wyrzutami gazów i skał	**III kategoria zagrożenia wyrzutami gazów i skał**
Stopień zagrożenia tąpaniami	II stopień zagrożenia tąpaniami
Stopień zagrożenia klimatycznego	brak zagrożenia
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)
Okres inkubacji pożaru	94 dni

[1)] maksymalna miąższość podana łącznie z zalegającymi nad pokładem 358/1 warstwami węgla;
[2)] urabianie w zakresie grubości pokładu 1,1 ÷ 1,6 m, tj. urabianie węgla wraz z warstwą skały płonej, prowadzone będzie na warunkach określonych w Projekcie technicznym eksploatacji ściany

Przekrój geologiczny chodników przyścianowych Ściany D-5



Schemat przewietrzania rejonu



Zagrożenie metanowe

W trakcie prowadzenia robót przygotowawczych w wyrobiskach okonturowujących parcelę Ściany D-4 w pokł. 358/1 stwierdzono następujące wartości metanonośności:

Od 1,997 m^3CH_4/Mg_{csw} do 7,297 m^3CH_4/Mg_{csw} w Chodniku D-3
Od 2,167 m^3CH_4/Mg_{csw} do 9,027 m^3CH_4/Mg_{csw} w Chodniku D-4
Od 1,724 m^3CH_4/Mg_{csw} w do 6,460 m^3CH_4/Mg_{csw} w Rozcince rozruchowej ściany D-4.
Od 3,133 m^3CH_4/Mg_{csw} w do 8,814 m^3CH_4/Mg_{csw} w Chodniku D-5 badawczym.
Od 6,961 m^3CH_4/Mg_{csw} w do 7,313 m^3CH_4/Mg_{csw} w Rozcince rozruchowej ściany D-5.



Zagrożenie metanowe

Opracowana przez rzeczoznawcę dynamiczna prognoza metanowości bezwzględnej rejonu Ściany D-5 w pokładzie 358/1 wykazała następujące wartości prognozowanej metanowości rejonu ściany w zależności od wydobycia:

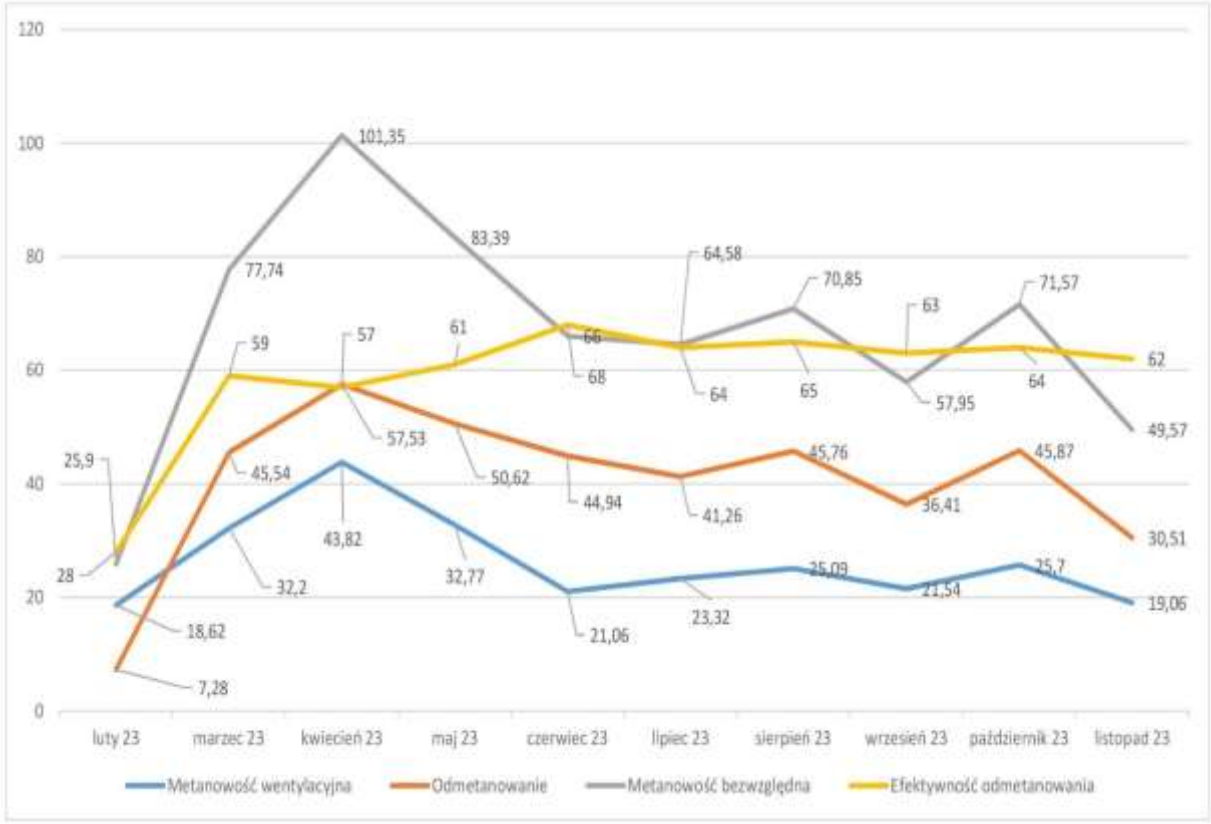
Wydobycie (t/d)	1000	2000	2600	3000	4000	5000
Prognozowana metanowość bezwzględna (m^3 CH_4/min)	46,76	73,82	88,54	97,94	120,41	141,77

Obliczenia metanowości kryterialnej wykonane zostały w oparciu o wyniki komputerowej wariantowej symulacji rozpływów powietrza w rejonie Ściany D-5 w pokładzie 358/1, uwzględniającej dopuszczalne maksymalne i minimalne prędkości powietrza w ścianie:

	Wydatek prądu powietrza płynącego przez ścianę V_s, m^3/min	Wydatek prądu powietrza doświeżającego V_p, m^3/min	Metanowość kryterialna m^3 CH_4/min	Efektywność odmetanowania %	Metanowość kryterialna z uwzględnieniem odmetanowania m^3 CH_4/min	Metanowość prognozowana m^3 CH_4/min	Wydobycie dobowe t/dobę
Na całym wybiegu ściany	1200	1300	35,66	60	89,16	88,54	2600

Metanowość Ściany D-4 w pokładzie 358/1

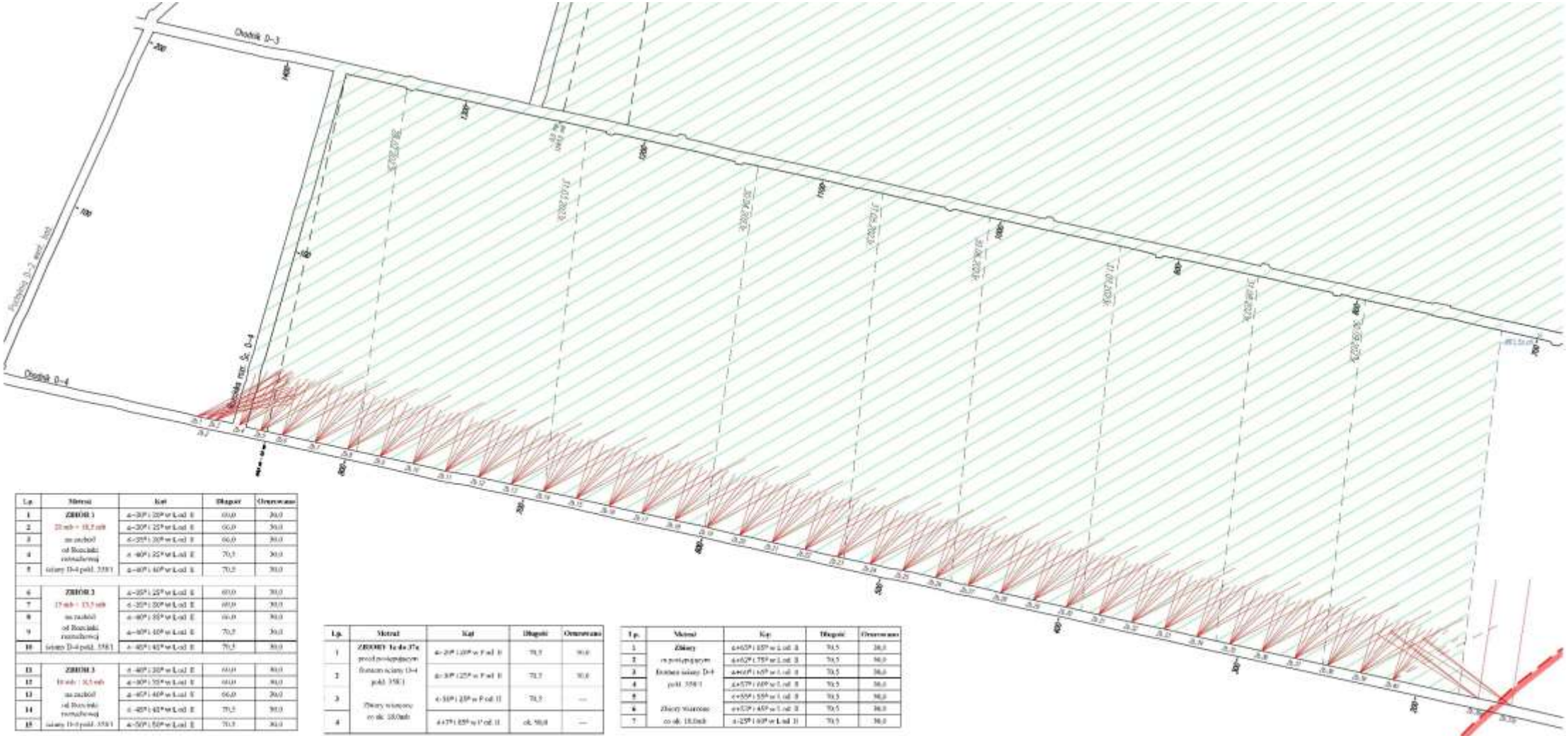
Data	Metanowość wentylacyjna m^3CH_4/min	Odmetanowanie m^3CH_4/min	Metanowość bezwzględna m^3CH_4/min	Efektywność odmetanowania %	Średnie wydobycie węgla t/dobę
luty 2023 r.	**18,62**	**7,28**	**25,90**	**28**	**1160**
marzec 2023 r.	**32,20**	**45,54**	**77,74**	**59**	**2359**
kwiecień 2023 r.	**43,82**	**57,53**	**101,35**	**57**	**2624**
maj 2023 r.	**32,77**	**50,62**	**83,39**	**61**	**1994**
czerwiec 2023 r.	**21,06**	**44,94**	**66.00**	**68**	**1568**
lipiec 2023 r.	**23,32**	**41,26**	**64,58**	**64**	**1875**
sierpień 2023 r.	**25,09**	**45,76**	**70,85**	**65**	**1727**
wrzesień 2023 r.	**21,54**	**36,41**	**57,95**	**63**	**1214**
październik 2023 r.	**25,70**	**45,87**	**71,57**	**64**	**1801**
listopad 2023 r.	**19,06**	**30,51**	**49,57**	**62**	**912**



Najwyższą metanowość bezwzględną zanotowano w dniu 21.04. 2023 r. – 116,3 m^3CH_4/min,

metanowość wentylacyjna wyniosła w tym dniu 52,0 m^3CH_4/min, natomiast wartość odmetanowania 64,3 m^3CH_4/min .

Sposób wiercenia otworów metanowych w rejonie Ściany D-4 w pokładzie 358/1



Lp.	Metraż	Kąt	Długość	Orurowanie
1	ZBIÓR 1	∡-30° i 25° w Lod. II	60,0	30,0
2	22 mb + 18,5 mb	∡-30° i 25° w Lod. II	66,0	30,0
3	na zachód	∡-35° i 30° w Lod. II	66,0	30,0
4	od Rozciąki	∡-40° i 35° w Lod. II	70,5	30,0
5	ściany D-4 pokł. 358/1	∡-40° i 40° w Lod. II	70,5	30,0
6	ZBIÓR 2	∡-35° i 25° w Lod. II	60,0	30,0
7	17 mb + 13,5 mb	∡-35° i 30° w Lod. II	60,0	30,0
8	na zachód	∡-40° i 35° w Lod. II	66,0	30,0
9	od Rozciąki	∡-40° i 40° w Lod. II	70,5	30,0
10	ściany D-4 pokł. 358/1	∡-45° i 45° w Lod. II	70,5	30,0
11	ZBIÓR 3	∡-40° i 30° w Lod. II	60,0	30,0
12	10 mb + 10,5 mb	∡-40° i 35° w Lod. II	60,0	30,0
13	na zachód	∡-45° i 40° w Lod. II	66,0	30,0
14	od Rozciąki	∡-45° i 45° w Lod. II	70,5	30,0
15	ściany D-4 pokł. 358/1	∡-50° i 50° w Lod. II	70,5	30,0

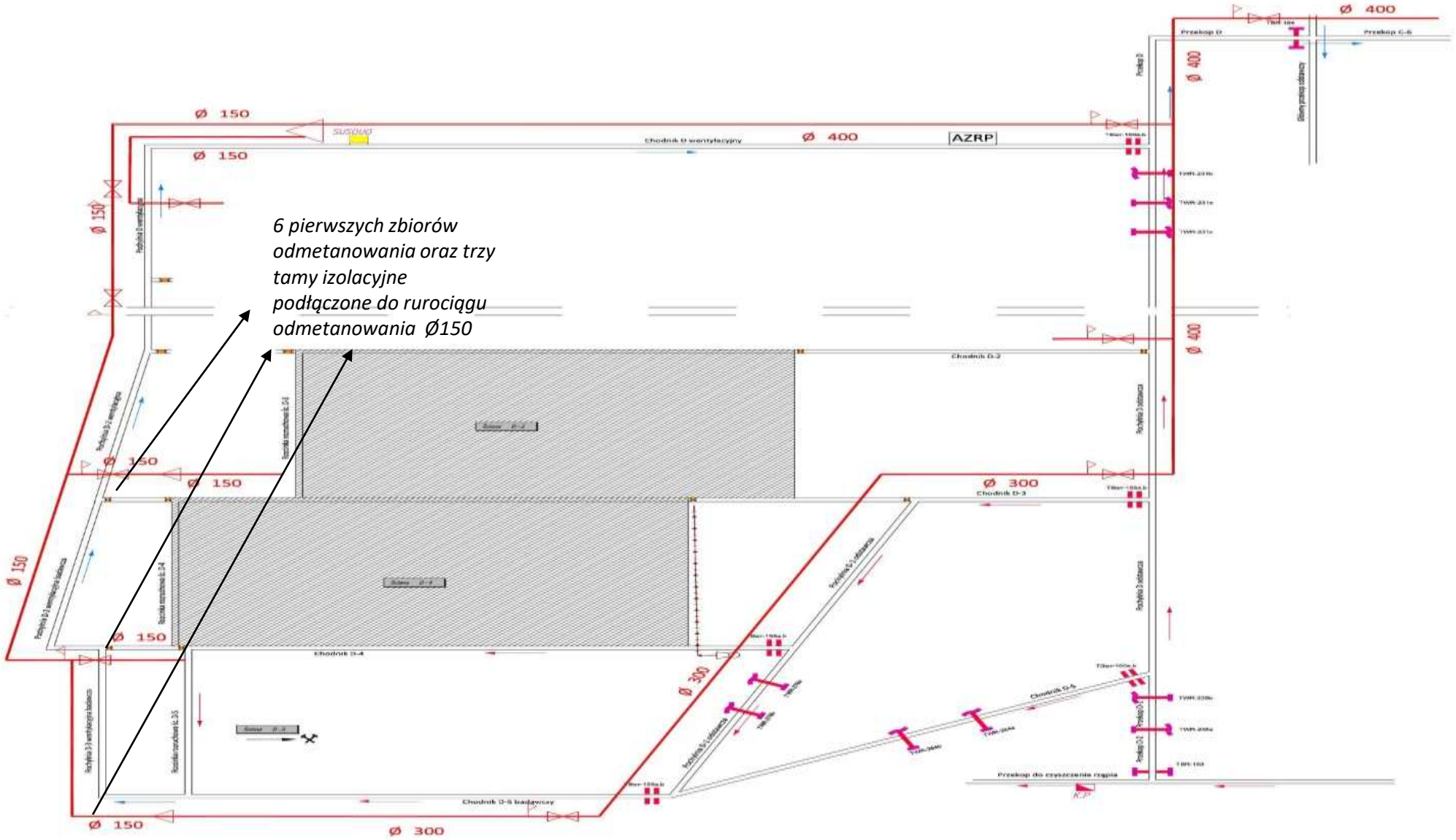
Lp.	Metraż	Kąt	Długość	Orurowanie
1	ZBIORY 1a do 37a przed postępującym frontem ściany D-4 pokł. 358/1	∡-20° i 20° w P od. II	70,5	30,0
2		∡-30° i 25° w P od. II	70,5	30,0
3	Zbiory wiercone co ok. 18,0mb	∡-50° i 25° w P od. II	70,5	—
4		∡+75° i 85° w P od. II	ok. 50,0	—

Lp.	Metraż	Kąt	Długość	Orurowanie
1	Zbiory	∡+65° i 85° w Lod. II	70,5	30,0
2	za postępującym	∡+62° i 75° w Lod. II	70,5	30,0
3	frontem ściany D-4	∡+60° i 65° w Lod. II	70,5	30,0
4	pokł. 358/1	∡+57° i 60° w Lod. II	70,5	30,0
5		∡+55° i 55° w Lod. II	70,5	30,0
6	Zbiory wiercone	∡+52° i 45° w Lod. II	70,5	30,0
7	co ok. 18,0mb	∡-25° i 40° w Lod. II	70,5	30,0

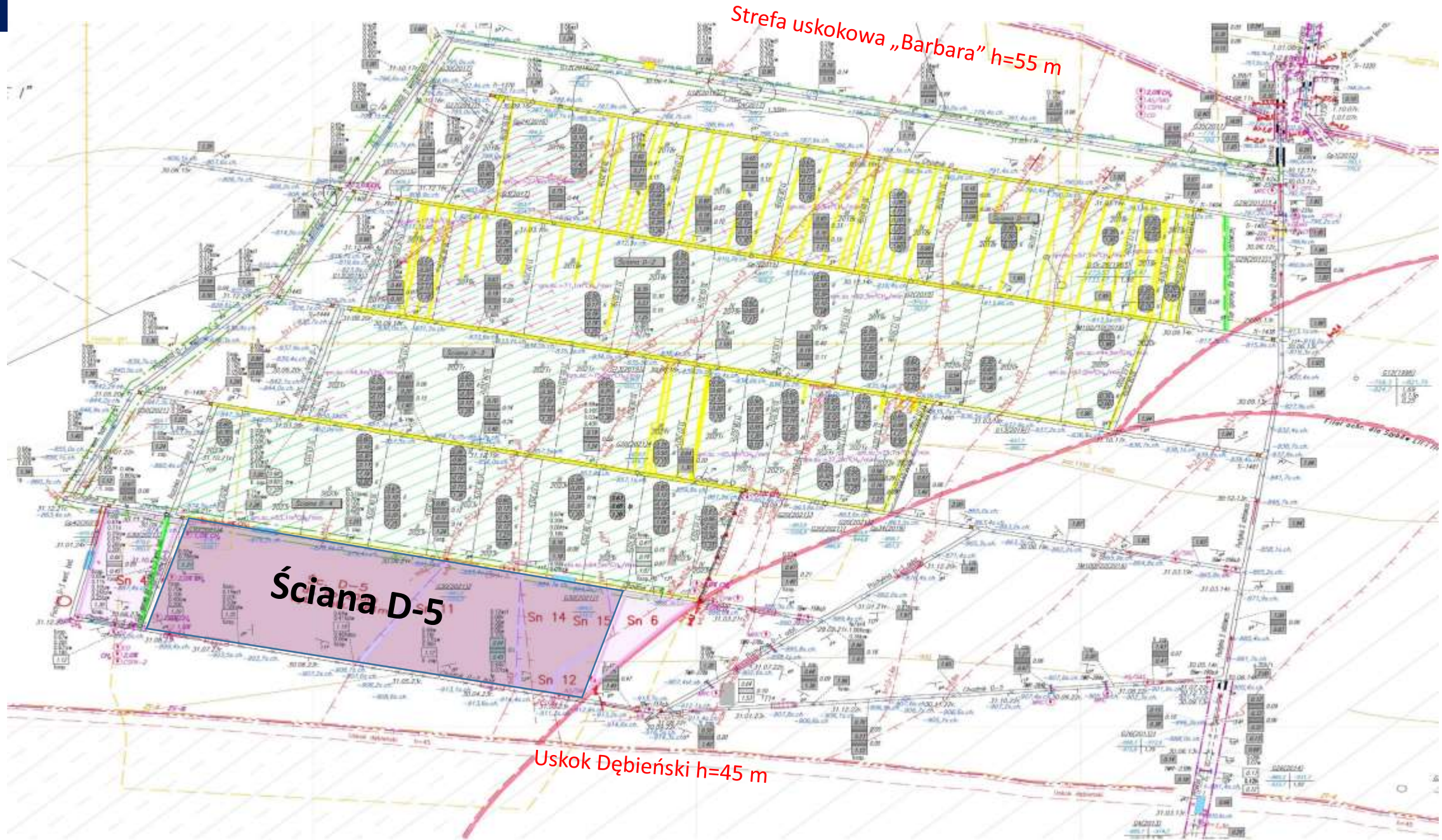
Zbiory otworów przed frontem ściany wiercone były we wzajemnej odległości co ok. 18 mb
Z każdego stanowiska odwierconych zostało po 4 otwory metanowe,
z czego 1 otwór skierowany był do warstw spągowych, 2 otwory do warstw stropowych, a 1 otwór wykonany był w pokładzie węgla.
Otwory wykonywane do warstw stropowych zostały orurowane rurkami ø57 na długości 30,0m

Zbiory otworów za frontem ściany wiercone są we wzajemnej odległości co ok. 18 mb
Z każdego stanowiska wierconych jest po 7 otworów metanowe,
z czego 1 otwór skierowany jest do warstw spągowych, a 6 otworów wykonywane sądo warstw stropowych.
Wszystkie otwory rurowane są rurkami ø57 na długości 30,0m

Schemat sieci rurociągów odmetanowania w rejonie Ściany D-5 w pokładzie 358/1

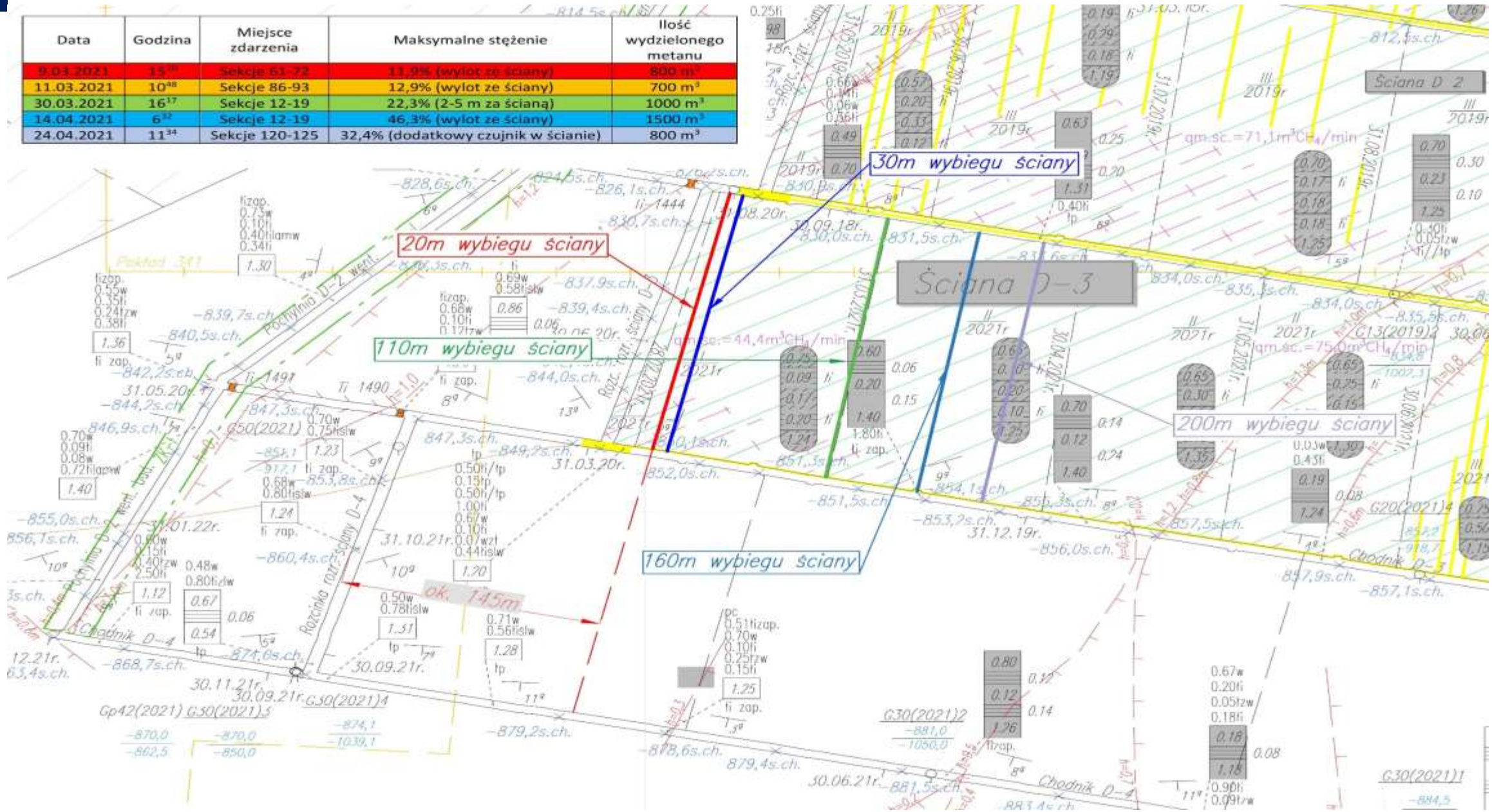


Mapa rejonu

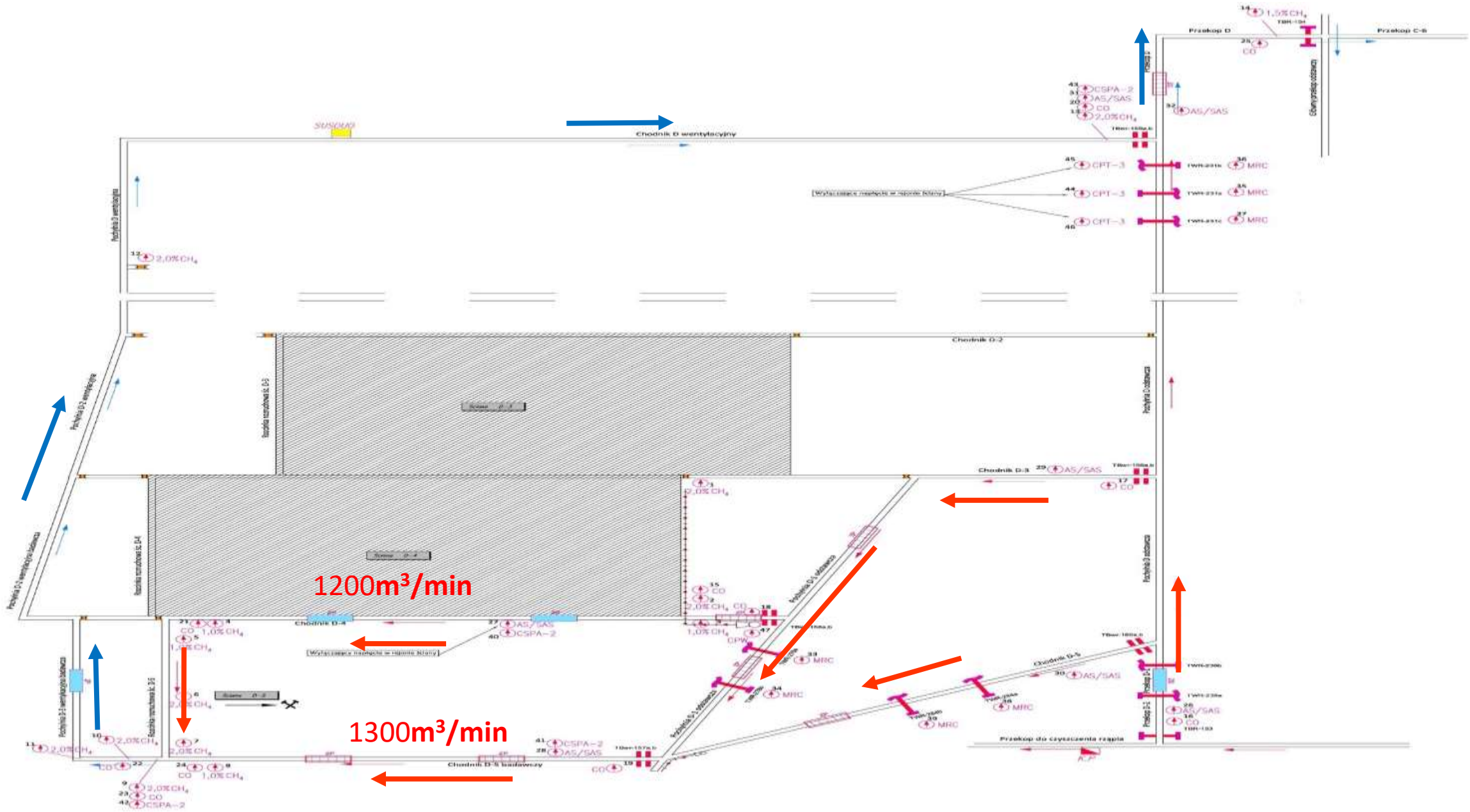

Strefa uskokowa „Barbara” h=55 m
Ściana D-5
Sn 14
Sn 15
Sn 6
Sn 12
Uskok Dębieński h=45 m

Zdarzenia w ścianie D-3 w pokładzie 358/1

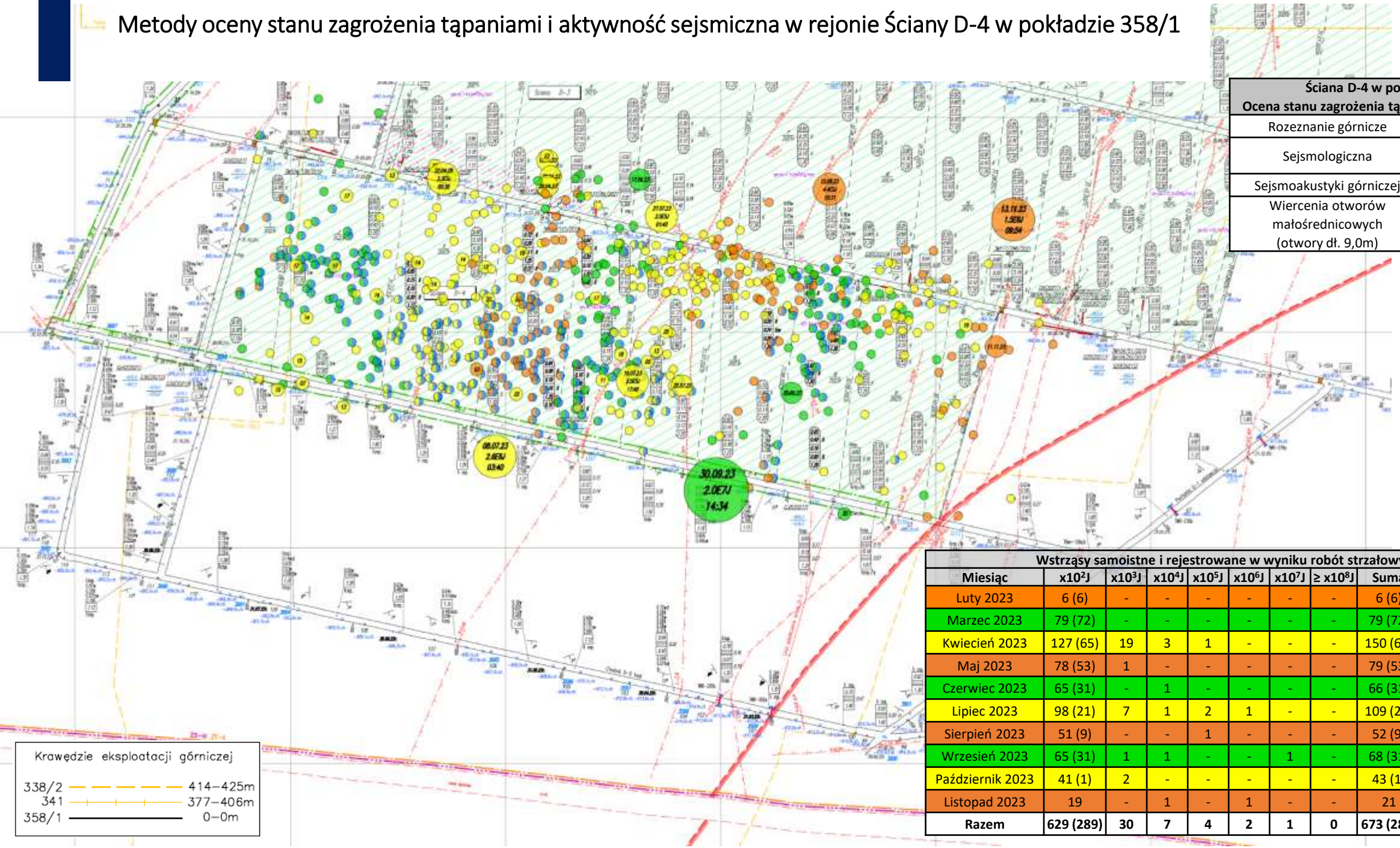
Data	Godzina	Miejsce zdarzenia	Maksymalne stężenie	Ilość wydzielonego metanu
9.03.2021	15^{06}	Sekcje 61-72	11,9% (wylot ze ściany)	800 m³
11.03.2021	10^{48}	Sekcje 86-93	12,9% (wylot ze ściany)	700 m³
30.03.2021	16^{17}	Sekcje 12-19	22,3% (2-5 m za ścianą)	1000 m³
14.04.2021	6^{32}	Sekcje 12-19	46,3% (wylot ze ściany)	1500 m³
24.04.2021	11^{34}	Sekcje 120-125	32,4% (dodatkowy czujnik w ścianie)	800 m³



Schemat przewietrzania rejonu



Metody oceny stanu zagrożenia tąpaniami i aktywność sejsmiczna w rejonie Ściany D-4 w pokładzie 358/1



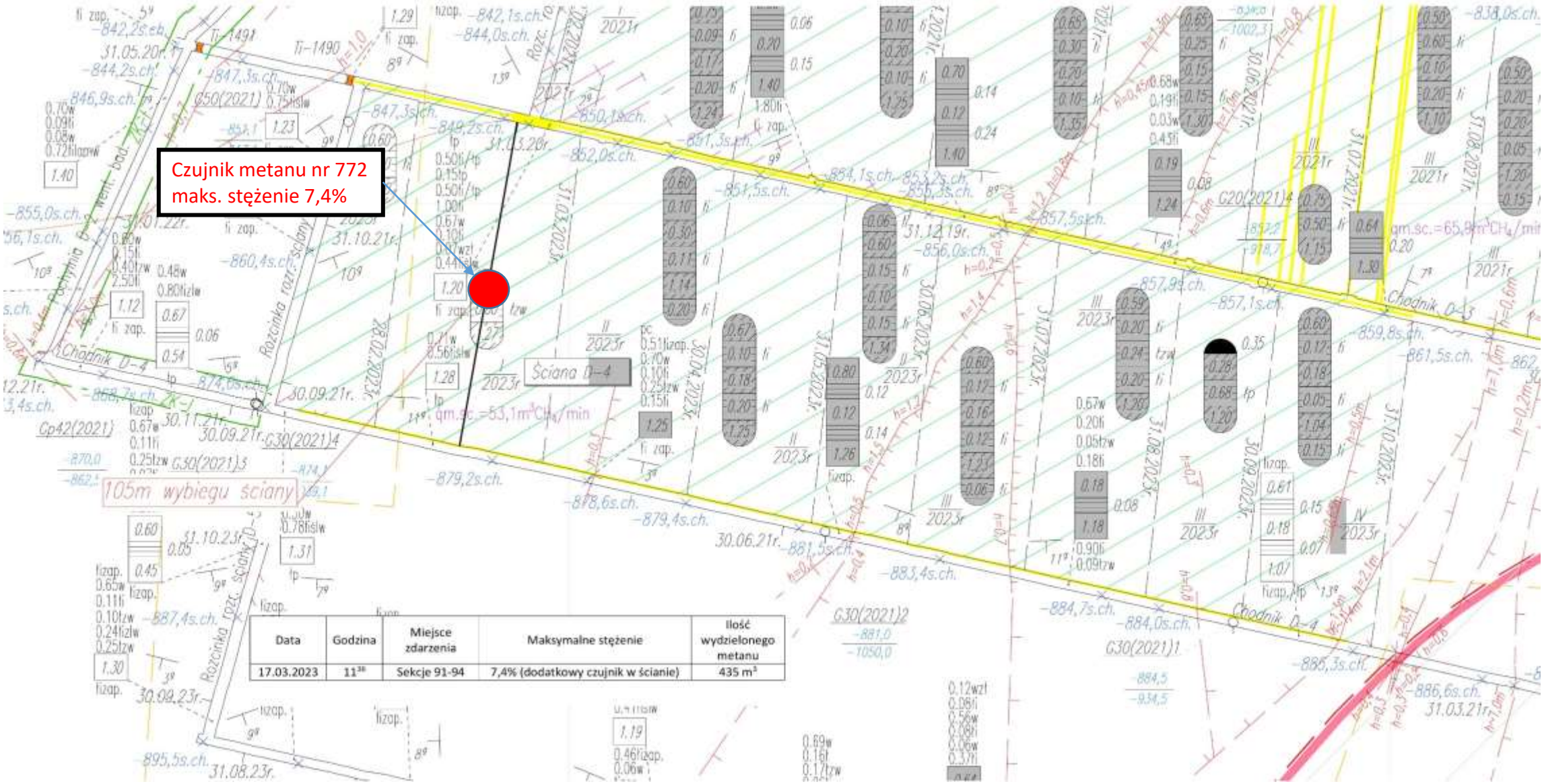
Ściana D-4 w pokł. 358/1 Ocena stanu zagrożenia tąpaniami wg metod:	
Rozeznanie górnicze	„b”
Sejsmologiczna	1x „d”, 5x „c” „a” i „b”
Sejsmoakustyki górniczej	„a” i „b”
Wiercenia otworów małośrednicowych (otwory dł. 9,0m)	„a”, max. 4,0 l

Wstrząsy samoistne i rejestrowane w wyniku robót strzałowych									
Miesiąc	$x10^2$J	$x10^3$J	$x10^4$J	$x10^5$J	$x10^6$J	$x10^7$J	≥ $x10^8$J	Suma	Suma energii [J]
Luty 2023	6 (6)	-	-	-	-	-	-	6 (6)	$1{,}1x10^3$ ($1{,}1x10^3$)
Marzec 2023	79 (72)	-	-	-	-	-	-	79 (72)	$2{,}0x10^4$ ($1{,}9x10^4$)
Kwiecień 2023	127 (65)	19	3	1	-	-	-	150 (65)	$5{,}3x10^5$ ($2{,}1x10^4$)
Maj 2023	78 (53)	1	-	-	-	-	-	79 (53)	$1{,}9x10^4$ ($1{,}4x10^4$)
Czerwiec 2023	65 (31)	-	1	-	-	-	-	66 (31)	$2{,}9x10^4$ ($6{,}0x10^3$)
Lipiec 2023	98 (21)	7	1	2	1	-	-	109 (21)	$3{,}2x10^6$ ($5{,}8x10^3$)
Sierpień 2023	51 (9)	-	-	1	-	-	-	52 (9)	$4{,}5x10^5$ ($1{,}5x10^3$)
Wrzesień 2023	65 (31)	1	1	-	-	1	-	68 (31)	$2{,}0x10^7$ ($9{,}8x10^3$)
Październik 2023	41 (1)	2	-	-	-	-	-	43 (1)	$1{,}5x10^4$ ($3{,}7x10^2$)
Listopad 2023	19	-	1	-	1	-	-	21	$1{,}6x10^6$
Razem	**629 (289)**	**30**	**7**	**4**	**2**	**1**	**0**	**673 (289)**	**$2{,}6x10^7$ ($7{,}8x10^4$)**

W celu zapewnienia maksymalnego poziomu bezpieczeństwa załogi oraz ruchu zakładu górniczego, wprowadzono następujące zasady prewencji zagrożenia metanowego oraz zagrożenia wyrzutami gazów i skał podczas prowadzenia eksploatacji pokładu 358/1 Ścianą D-4:

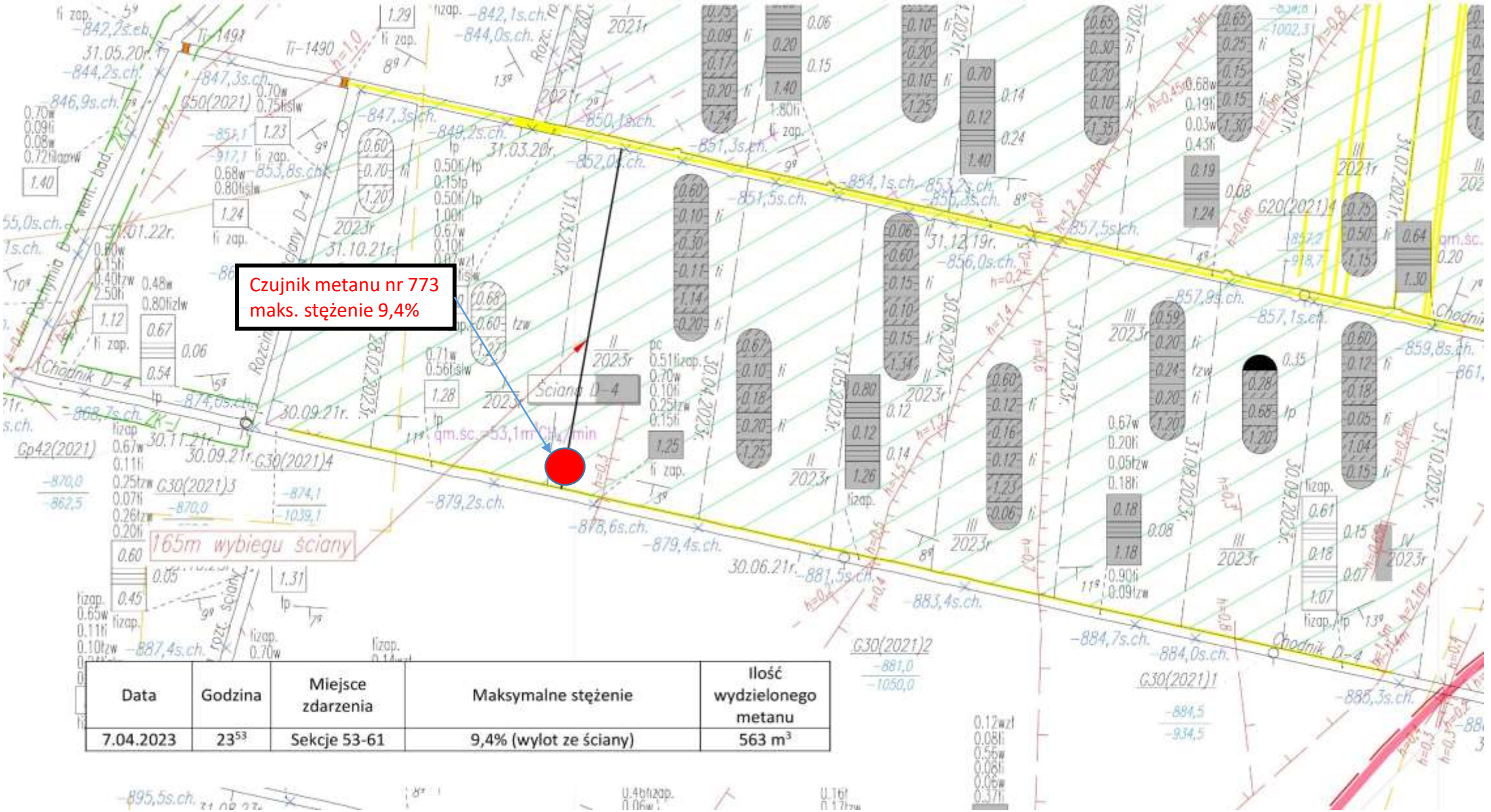
1. **Roboty strzałowe w ścianie prowadzić:**
   - **a) nie rzadziej niż co 1,6 m postępu ściany tj. co 2 skrawy kombajnem,**
   - b) w przypadku zrealizowania postępu 2 skrawów i braku możliwości wykonania kolejnego cyklu robót strzałowych na odcinku ściany w wyniku np. dużego stopnia destrukcji pokładu węgla lub opadu skał stropowych, należy kontynuować urabianie kombajnem tego odcinka ściany do czasu uzyskania możliwości wykonania robót strzałowych,
   - **c) na długości całej ściany (z wyłączeniem 10 skrajnych sekcji od Chodnika D-3 i Chodnika D-4) otworami o długości do 1,25 m wykonanymi z zachowaniem odległości pomiędzy otworami ok. 3 sekcji obudowy zmechanizowanej,**
   - **d) otwory strzałowe wykonywać w odległości ok. 0,4 m od stropu górnej warstwy pokładu węgla,**
   - **e) w przypadku wykonywania kolejnych robót strzałowych w tym samym odcinku ściany dążyć do przesunięcia otworów strzałowych względem wykonanych w poprzednim cyklu robót strzałowych o około 2 sekcje.**
2. Roboty strzałowe urabiające prowadzić pod nadzorem osoby dozoru ruchu górniczego z zachowaniem zasady wyłączenia napięcia w ścianie na czas odpalania otworów strzałowych.
3. Prowadzona będzie bieżąca kontrola stanu zawału skał stropowych za sekcjami obudowy zmechanizowanej na każdej zmianie wydobywczej w Ścianie D-4 w pokładzie 358/1 przez osobę dozoru oddziału górniczego.
4. Podczas eksploatacji pokładu 358/1 Ścianą D-4, metaniarz zatrudniony w ścianie na każdej zmianie z prowadzonym wydobyciem zwracał będzie szczególną uwagę na objawy mogące świadczyć o wzroście poziomu zagrożenia metanowego oraz wyrzutami gazów i skał. W przypadku stwierdzenia takich objawów, niezwłocznie wstrzymane zostanie urabianie w ścianie a powyższy fakt zgłoszony osobie dozoru wyższego działu TW i TG. Wyżej wymienione osoby podejmą decyzję o sposobie dalszego prowadzenia eksploatacji pokładu 358/1 Ścianą D-4.
5. W przypadku wystąpienia zjawiska wzmożonego wydzielenia się metanu, skutkującego wystąpieniem w ścianie i na drodze odprowadzenia powietrza ze ściany stężeń metanu stanowiących bezpośrednie zagrożenie dla zatrudnionej załogi, TDR podejmie decyzję o otwarciu TWR 238 a i b zabudowanych w Przekopie D-1. Powyższe musi być poprzedzone wyłączeniem napięcia w Ścianie Cz-3 w pokładzie 405/1. Powyższy fakt należy zgłosić osobie dozoru wyższego działu TW.

Zdarzenie w Ścianie D-4 w pokładzie 358/1 z dnia 17.03.2023 r.



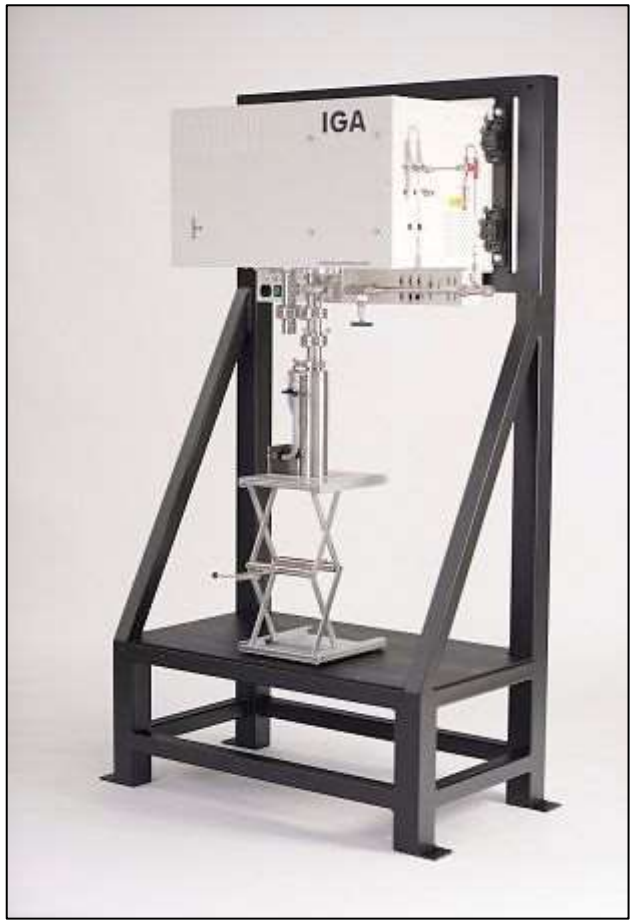
Data	Godzina	Miejsce zdarzenia	Maksymalne stężenie	Ilość wydzielonego metanu
17.03.2023	11^{35}	Sekcje 91-94	7,4% (dodatkowy czujnik w ścianie)	435 m^3

Zdarzenie w Ścianie D-4 w pokładzie 358/1 z dnia 7.04.2023 r.



Data	Godzina	Miejsce zdarzenia	Maksymalne stężenie	Ilość wydzielonego metanu
7.04.2023	23^{53}	Sekcje 53-61	9,4% (wylot ze ściany)	563 m^3

Badania własności sorpcyjnych

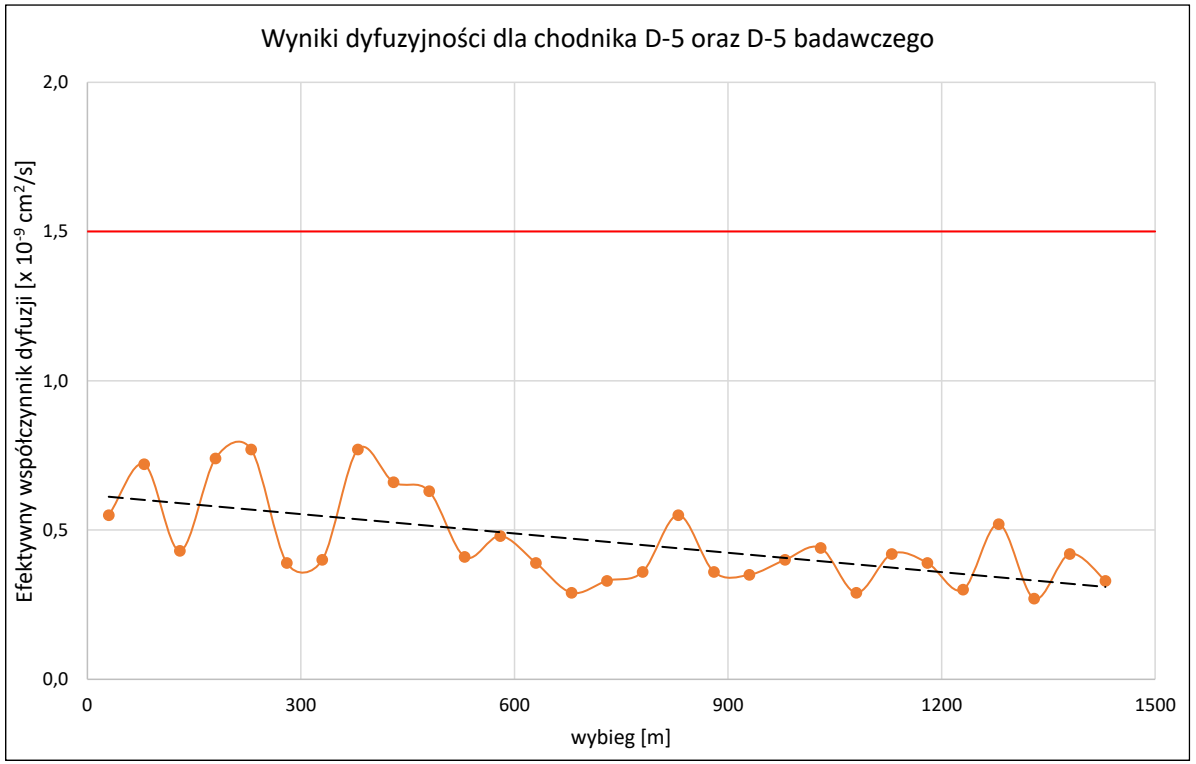


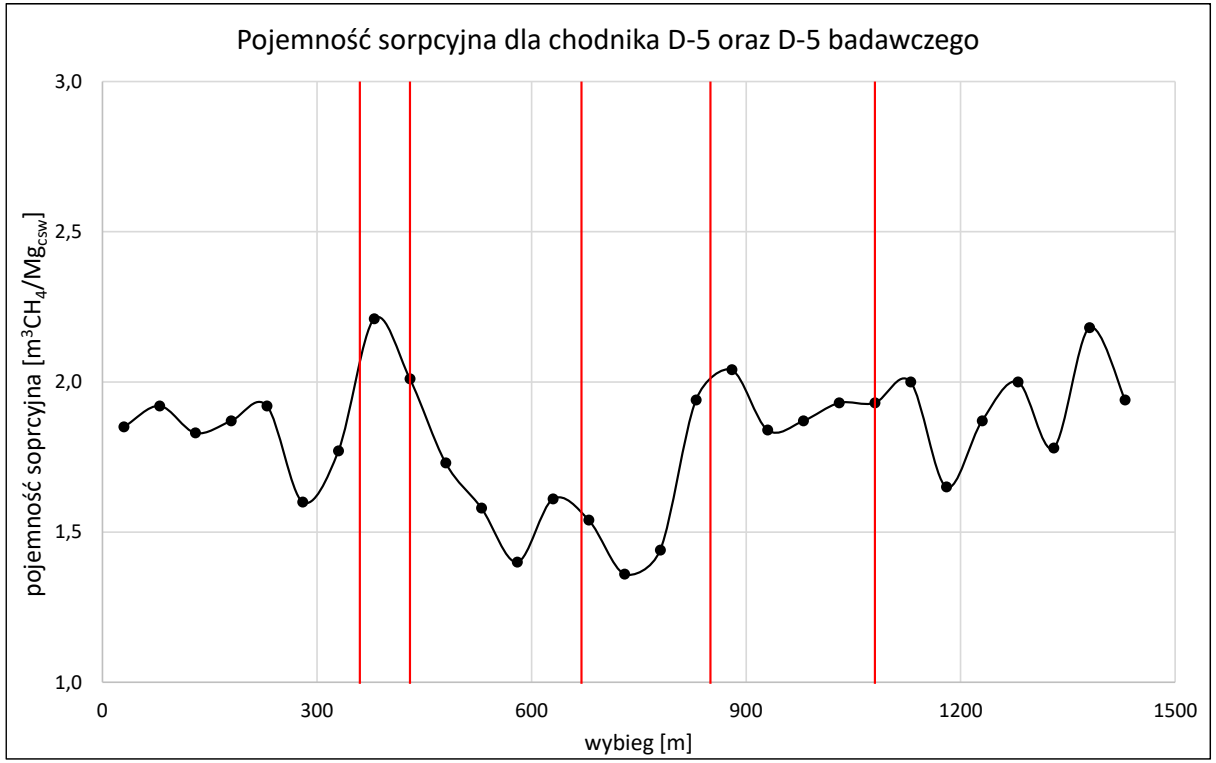
- Intelligent Gravimetric Analyzer **IGA 001**
- ≤ 20 bar
- > 80°C
- pojemność sorpcyjna
- efektywny współczynnik dyfuzji



- **XEMIS 001**
- ≤ 150 bar
- > 80°C
- pojemność sorpcyjna
- efektywny współczynnik dyfuzji

Wyniki badań pojemności sorpcyjnej oraz dyfuzyjności węgla

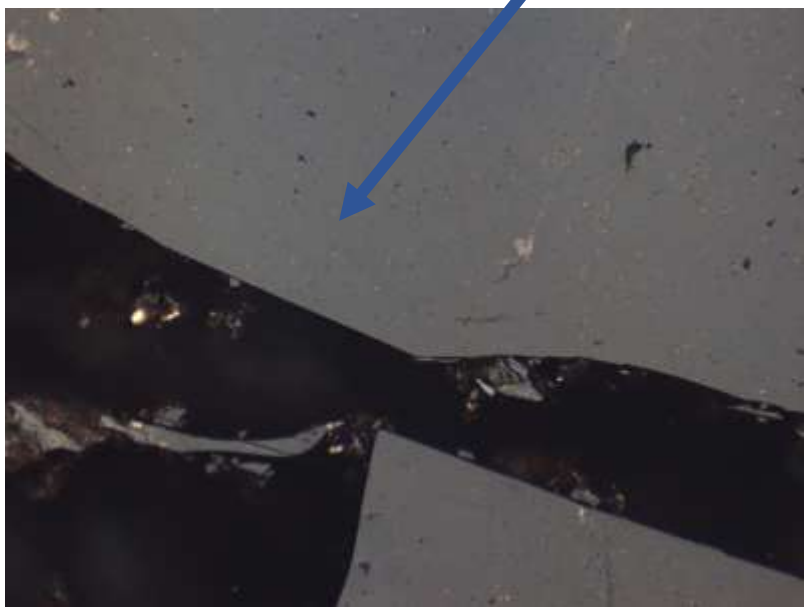




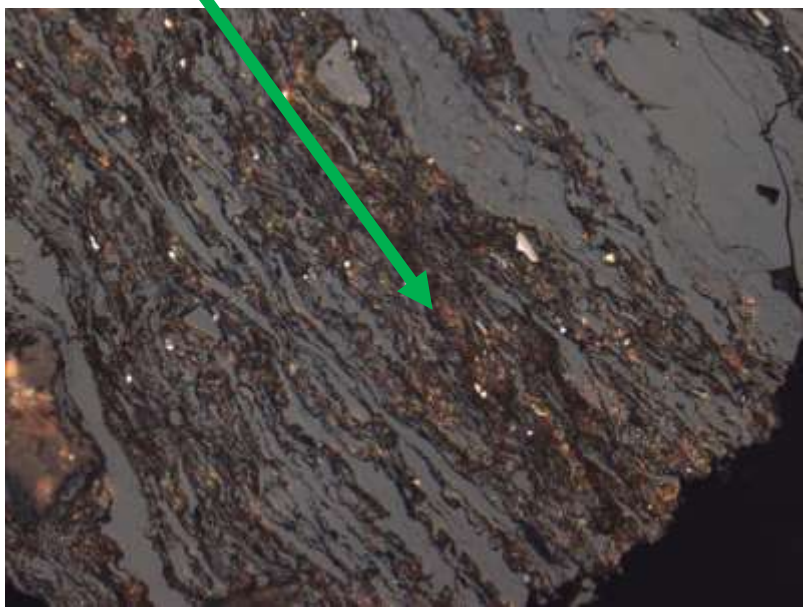
Zdjęcia zgładów próbek węgla z Chodnika D-5 badawczego. Powiększenie 50x

Brak zmian strukturalnych

Substancja mineralna







Wnioski

1. Wypracowana podczas eksploatacji Ścian D-1, D-2, D-3 i D-4 w pokładzie 358/1 metoda strzelań urabiających okazała się skuteczną metodą minimalizacji zagrożenia metanowego.

2. W trakcie eksploatacji spodziewane jest występowanie gazu desorbowalnego oraz wolnego pod wysokim ciśnieniem.

3. Zasady strzelań urabiających oraz dodatkowych badań, w tym nasycenia pokładu węgla metanem, zostaną ujęte w projekcie eksploatacji Ściany D-5 w pokładzie 358/1 i zastosowane w czasie jej eksploatacji.

4. Ściana D-5 będzie eksploatowana w warunkach podwyższonego zagrożenia metanowego oraz wyrzutami gazów i skał.

Dziękujemy za uwagę

Koncepcja długookresowego geomonitoringu środowiska po zakończeniu działalności górniczej na przykładzie kopalni Prosper-Haniel

Marcin Pawlik
Research Center of Post-Mining, Technische Hochschule Georg Agricola

Tobias Rudolph
Research Center of Post-Mining, Technische Hochschule Georg Agricola

STRESZCZENIE: Działalność zakładu górniczego dostarcza wielu danych, począwszy od licencji wydobywczej, dokumentacje wydobytego złoża, metody zabezpieczenia chodników aż po dokumentacje dotycząca zakończenia eksploatacji, która wpływa na środowisko naturalne na poziomie lokalnym, regionalnym oraz ponadregionalnym. Wyniki projektów prowadzonych przez Centrum Badawcze Pogórnictwa przy Technische Hochschule Georg Agricola w Bochum przedstawiają możliwości integrowania metod geomonitoringu środowiska celem zrozumienia procesów zachodzących zarówno w trakcie, jak i po zakończeniu eksploatacji górniczej. Wśród wykorzystywanych metod badawczych wyróżniają się czasowo-przestrzenne analizy wielospektralne zobrazowań satelitarnych a także zobrazowania pochodzące z lotów dronem, które w niniejszym referacie zostaną przedstawione. Dodatkowo, należy zwrócić uwagę na pomiary in-situ przy użyciu czujników glebowych, stacji pogodowych, zastosowanie mobilnego GIS oraz trójwymiarowe modelowanie budowy geologicznej. Kluczowym aspektem badań dotyczących procesów pogórniczych jest implementacja oraz integracja wszelkich dostępnych danych geoprzestrzennych, co umożliwia rozpatrzenie procesów zachodzących po zakończeniu eksploatacji górniczej, jako cykl powiązanych ze sobą niezależnych wartości, które poprzez analize oraz walidacje danych umożliwiają pełne ich zrozumienie.

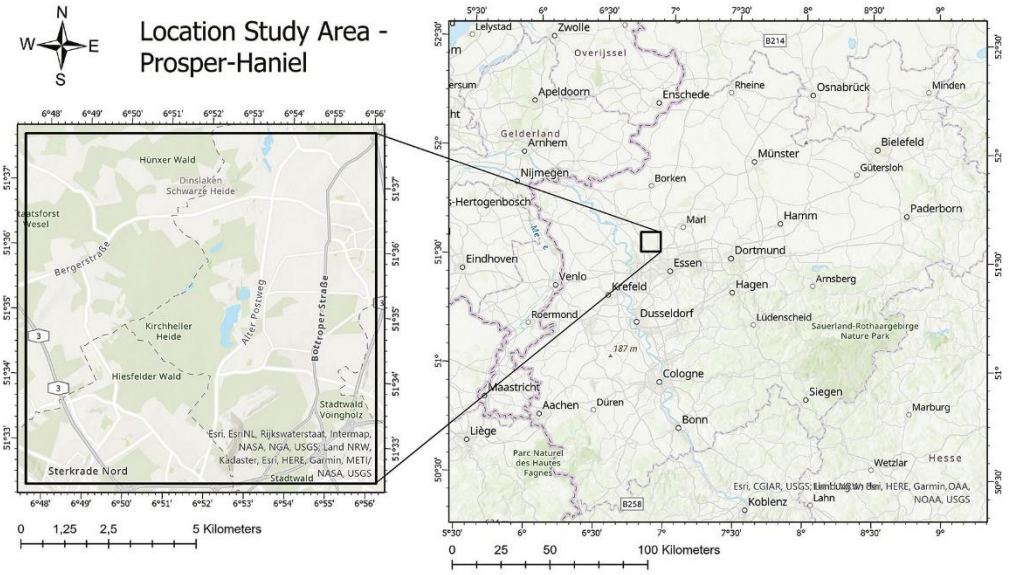
SŁOWA KLUCZOWE: Geomonitoring, Pogórnictwo, Teledekcja, Bezzałogowy statek powietrzny

1. Wstęp

Zgodnie z dyrektywą 2011/92/UE Unii Europejskiej [1], wszystkie zmiany wynikające z działalności górniczej, które mogą wpływać na środowisko i ludzi, powinny być obserwowane. Działalność przedsiębiorstwa górniczego może znacząco wpływać na wszystkie sfery powłoki ziemskiej: litosferę, pedosferę, hydrosferę, biosferę oraz atmosferę [2]. Szczególnie wydobycie surowców naturalnych ma wpływ na zasoby wodne, gleby oraz powietrze [3,4]. Złożoność geomonitoringu wynika z wielu aspektów, które powinny być brane pod uwagę przy interpretacji procesów górniczych. Zmiany środowiskowe, które występują zarówno podczas, jak i po działalnosci górniczej, są ciągłe i długoterminowe [5-9], dlatego zintegrowane długotrwałe monitorowanie jest istotnym zagadnieniem. Kretschmann [10] wskazuje, że te zadania nie mają ustalonego ramy czasowej i dlatego można je nazwać zadaniem wiecznymi.

1.1. Obszar badawczy

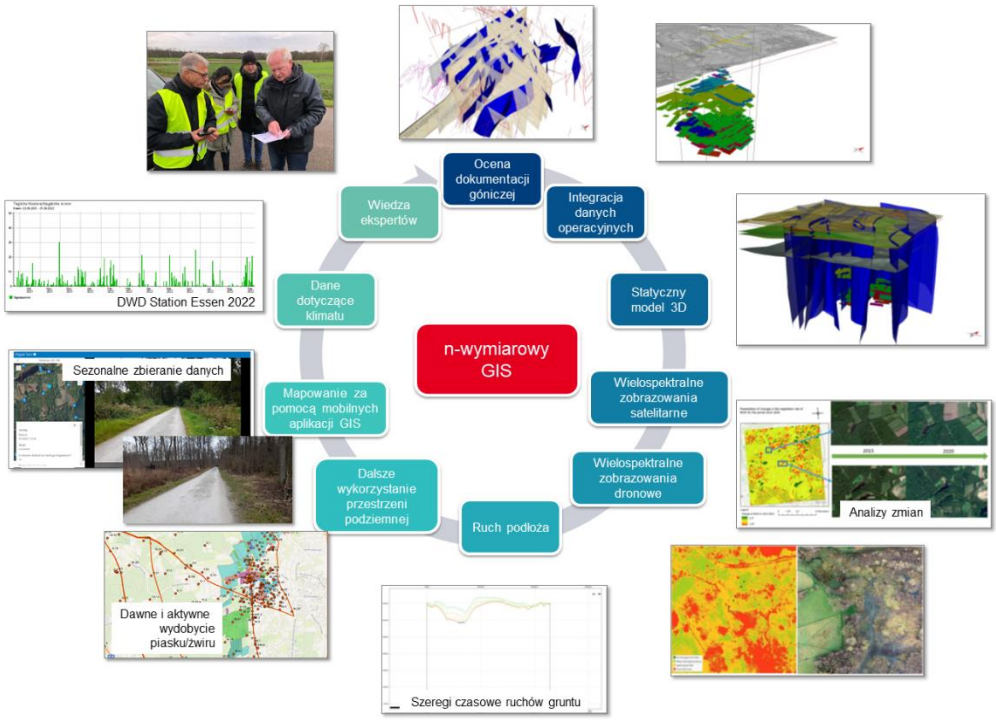
Obszarem badawczym jest teren kopalni węgla kamiennego Prosper-Haniel, położonej w zachodniej części Zagłębia Ruhry (Rys.1). Działalność wydobywcza rozpoczeła się w roku 1976 [11]. W danym obszarze główna eksploatacja surowców miała miejsce od lat 90. XX wieku do roku 2014 [12]. Kopalnia Prosper-Haniel zakończyła swoją działalność w grudniu 2018 roku [11].



Rys. 1. Lokalizacja obszaru badawczego. Źródło: [13].
Figure 1. Location of study area. Source: [13].

2. Geomonitoring

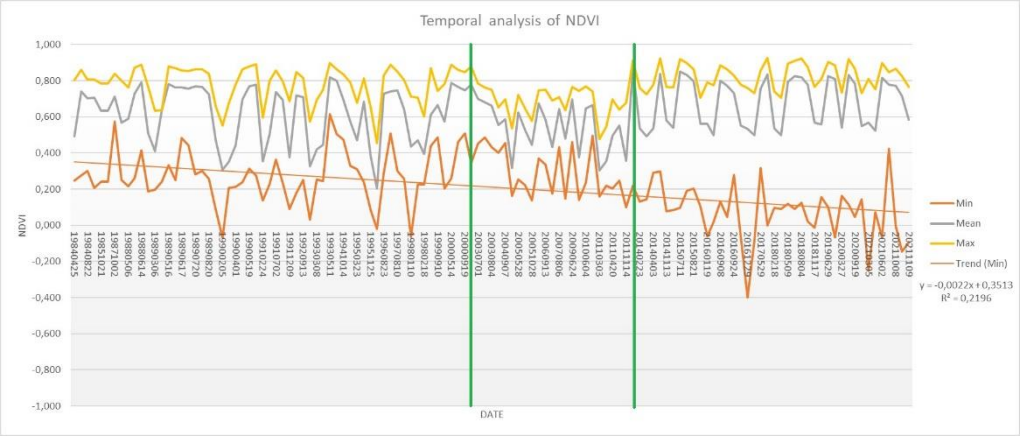
Rudolph et al. [14] przedstawiają geomonitoring środowiska jako proces, w którym obserwuje się zmiany przestrzenno-czasowe oraz interakcje w danym geosystemie/ekosystemie. Autorzy zaznaczają, że w celu stworzenia zintegrowanego zrozumienia procesów, zaleca się przeprowadzenie pomiaru pierwotnego (pomiaru zerowego). W ramach geomonitoringu analizowane są wzajemne interakcje i zmiany zachodzące w różnych sferach powłoki ziemskiej pomiędzy: biosferą, litosferą, hydrosferą oraz atmosferą. Realizacja tego procesu odbywa się poprzez skoordynowanie wyników z różnych dziedzin nauk przyrodniczych oraz technicznych, wśród których można wyróżnić: teledekcj, klimatologie, geodezje, górnictwo, biologie, gleboznastwo, geologie, hydro-(geo)-logie, hydro-(geo)-chemie, geofizykę a także geoinformatykę oraz zarządzanie danymi. Wieloczujnikowy, wieloczasowy oraz wieloprzestrzenny geomonitoring środowiskowy oparty jest na ustalania progów oraz wartości granicznych, które wykorzystywane są do oceny wyników monitoringu, gdyż owe wartości umożliwiają odpowiednie środki (przeciwdziałania) w ramach zarządzania ryzykiem. Ważnym aspektem jest komunikacja spoleczna oraz transparentne przekazywanie uzyskanych rezultatów badań ze społecznością lokalną, dzięki temu społeczeństwo posiada wiedze dotycząca prowadzonych badań naukowych w danym obszarze. Przykładowe metody geomonitoringu prezentuje rysunek 2.



Rys. 2. Metody geomonitoringu w projekcie „Digital Twin”. Źródło: po [14].
Figure 2. Methods of geomonitoring in the project „Digital Twin”. Source: after [14].

2.1. Czasowo-przestrzenne wielospektralne analizy zobrazowań satelitarnych

Ocena jakości danych wstępnych, a w przypadku czasowo-przestrzennych wielospektralnych analiz, dotyczy zobrazowań satelitarnych misji kosmicznych m.in. NASA (Landsat) oraz ESA (Copernicus). Pawlik et al. [15,16] wskazują na możliwe do zastosowania kryteria ich oceny, wśród których można wyróżnić: szereg czasowy, obszar badawczy, rozdzielczość przestrzenna oraz rozdzielczość spektralna. Zrozumienie poszczególnych zakresów spektralnych satelitów pozwala na dokonywanie obliczeń indeksów wegetacyjnych, które odgrywają kluczową rolę w obserwacji procesów pogórniczych [15,16]. W kontekście oceny zdrowia roślin, istotną rolę odgrywa chlorofil jako obiekt poddawany analizie. Chlorofil absorbuje energię w określonych długościach falowych (np. pasmo czerwone) a odbija pasmo w zakresie bliskiej podczerwieni. W oparciu o wyżej opisany schemat powstał najpopularniejszy wskaźnik wegetacyjny – NDVI (Normalized Difference Vegetation Index) [17], który poprzez zależność pomiędzy pasmem bliskiej podczerwieni oraz pasmem czerwonym, umożliwia wykonanie obliczeń dla szeregu czasowego a w konsekwencji wykonanie czasowo-przestrzennej analizy, której przykład został zaprezentowany na rysunku 3. Wyniki przeprowadzonych analiz wskazują, że w okresie 2002-2012 (zielone linie określają dany okres na rysunku 3) wartości wskaźnika NDVI ulegają obniżeniu, co z integracją z innymi danymi (zdjęcia lotnicze, analizy innych wskaźników teledetekcyjnych), umożliwia przedstawienie wniosków, że w danym obszarze badawczym powstało jezioro.



Rys. 3. Czasowo-przestrzenna analiza wskaźnika NDVI w okresie 1984-2021. Źródło: [18].
Figure 3. Spatio-temporal analysis of the NDVI index in the period 1984-2021. Source: [18].

2.2. *Loty dronem*

Bezzałogowy statek powietrzny, potocznie nazywany dronem, posiada zdolność do przenoszenia specjalnych sensorów porównywalnych z tymi znajdującymi się na satelitach. Drony wyposażone w kamery wielospektralne, zazwyczaj rejestrujące w zakresie czerwonego, zielonego, niebieskiego, czerwonej krawędzi oraz bliskiej podczerwieni, są więc odpowiednie do zbierania danych służących do precyzyjnych obliczeń indeksów wegetacyjnych. Dzięki wysokiej rozdzielczości, sięgającej kilku centymetrów, możliwe jest dokładne rozróżnienie pojedynczych roślin.

Dzięki takim lotom można więc bardzo dokładnie zarejestrować zjawiska występujące w określonym obszarze. Przykładowo, można zrozumieć wpływ zmian wilgotności gleby na indeksy wegetacyjne, zanim przetworzy się mniej szczegółowe, ale dostępne dla dużych obszarów dane satelitarne. To zrozumienie procesu można zwizualizować zarówno w przestrzeni 2D, jak i 3D. W publikacji Pawlik et al. [19] przedstawiono podsumowanie charakterystyk kanałów spektralnych dla misji satelitarnej DJI Phantom 4 Multispectral oraz Sentinel 2, z którego wynika, że pasma rejestrowane przez drona zgadzają się lub mieszczą się w zakresie szerokości pasma sensora satelitarnego.

Aby przeprowadzić loty dronem, zwłaszcza w określonych obszarach, konieczne jest uzyskanie zgody właścicieli gruntów. Dodatkowo operator drona musi przestrzegać krajowych i unijnych przepisów, które jednoznacznie określają: wysokość lotu, odległość drona od dróg czy budynków oraz ostrożność podczas latania w pobliżu grup ludzi. Przeprowadzenie lotu drona zależy również od panujących warunków pogodowych [20].

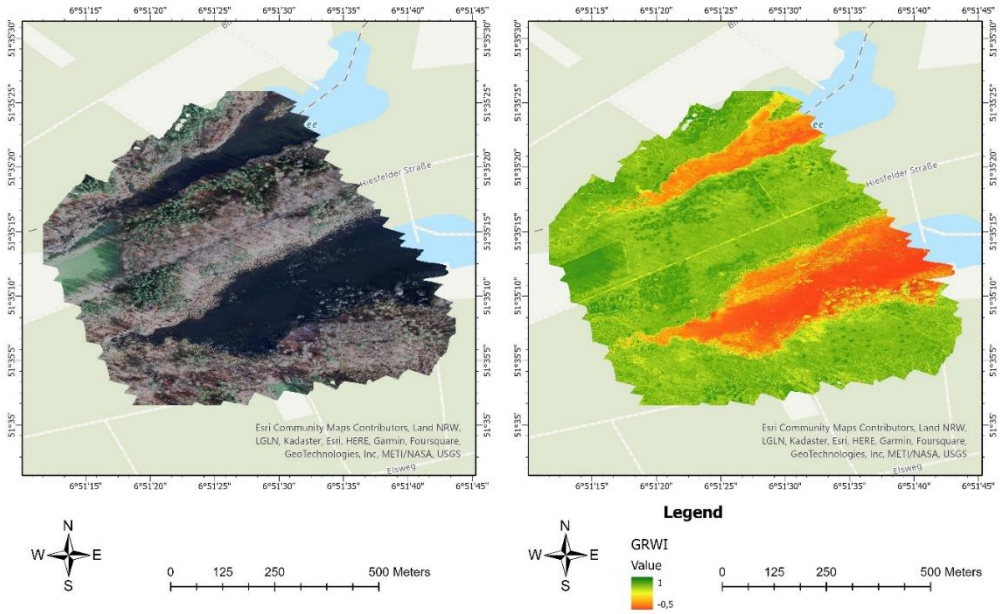
W ramach badań prowadzonych przez Centrum Badawcze Pogórnictwa przeprowadzono szereg lotów dronów w celu stworzenia ortofotomap, które są dokładniejsze niż obrazy satelitarne. Obejmowało to pozyskiwanie obrazów za pomocą drona z uwzględnieniem odpowiednich konfiguracji dotyczących wysokości lotu, nakładania się na siebie zakresów bocznych i podłużnych. W tym celu użyto drona DJI wyposażonego w kamerę Phantom 4 Multispectral z funkcją modułu RTK (Real Time Kinematic), który umożliwia otrzymywanie sygnałów od globalnych systemów nawigacji satelitarnej (GPS, GLONASS, BeiDou, Galileo) oraz danych korekcyjnych od niemieckiej służby pomiarów satelitarnych (SAPOS). Pozwala to osiągnąć precyzję pozycji na poziomie 2-3 cm.

2.2.1 GRWI – Green Red Water Index

GRWI (Green Red Water Index) to wskaźnik umożliwiający detekcję obszarów wodnych [21]. Autorzy zauważają, że wiele dotychczasowych wskaźników teledetekcyjnych wykorzystywało kombinacje zakresów spektralnych SWIR (krótkofalowa podczerwień) i NIR (bliska podczerwień) [22-29], które dotychczas nie były używane jako sensory w wielospektralnych kamerach dronów [21]. Badania nad opracowaniem nowego wskaźnika opierały się na lotach dronów z użyciem drona DJI Phantom 4 wyposażonego w wielospektralną kamerę. Nowy wskaźnik GRWI bazuje na formule wskaźnika GRNDVI (Green Red Normalized Difference Vegetation Index) [27], uwzględniając pasmo Red-Edge (Równanie 1).
Wskaźnik przyjmuje wartości od -1 do 1, gdzie wartości dla obszarów wodnych mieszczą się w zakresie od 0,2 do 0,6 [21].

$$\frac{NIR-(Green-RedEdge)}{NIR+(Green+Red+RedEdge)} \quad (1)$$

gdzie: NIR – pasmo bliskiej podczerwieni; Green – pasmo zielone; Red – pasmo czerwone oraz RedEdge – pasmo czerwonej krawędzi.



Rys. 4. Zestawienie ortofotomapy (po lewej) oraz wskaźnika GRWI (po prawej) dla jezior: Weihnachtssee oraz Pfingstssee, na podstawie wykonanego lotu dronem – DJI Phantom 4 Multispectral w dniu 28.03.2022. Źródło: [30].
Figure 4. Compilation of orthophotos (left) and GRWI (right) for lakes: Weihnachtssee and Pfingstssee, based on a drone flight - DJI Phantom 4 Multispectral on 28.03.2022. Source: [30].

3. Wnioski

Podsumowując przedstawiony w tym artykule koncept geomonitoringu środowiska stanowi przykład innowacyjnego i interdyscyplinarnego podejścia do integracji i łączenia danych w celu interpretacji i zrozumienia procesów pogórniczych. Warto zwrócić uwagę, że dane pochodzące z różnych źródeł stanowią wyzwanie ze względu na ich zróżnicowaną czasową, przestrzenną i spektralną rozdzielczość podczas procesu fuzji. W interpretacji zmian w środowisku i ich wpływu na powierzchnię terenu, budynki i infrastrukturę szczególne znaczenie mają dane dotyczące eksploatacji górniczej w połączeniu z wiedzą mierniczych górniczych.

LITERATURA

[1] DYREKTYWA PARLAMENTU EUROPEJSKIEGO I RADY 2011/92/UE z dnia 13 grudnia 2011 r. sprawie oceny skutków wywieranych przez niektóre przedsięwzięcia publiczne i prywatne na środowisko.

[2] Kozłowska-Woszczycka A., Owczarz K., Hajnrych M., 2022: Geomonitoring jako narzędzie wspomagające zarządzanie środowiskiem na obszarach pogórniczych. In J. Bondaruj, INNOWACYJNA ZIELONA GOSPODARKA Część 3 Inteligentna transformacja terenów pogórniczych, Katowice: Główny Instytut Górnictwa, pp. 54-67.

[3] Goerke-Mallet P., Melchers C., Müterthies A., 2016: Innovative monitoring measures in the phase of post-mining. IMWA 2016, Freiberg/Germany, pp. 570-577.
[4] Melchers C., Goerke-Mallet P., Kleineberg K., 2016: Elements and Aspects of the Post-Mining Era. In: Mining Report Glückauf (152), Issue 3, pp. 215 - 223.
[5] Knothe S., 1984: Prognozowanie wpływów eksplaotacji górniczej. Wydawnictwo „Śląsk", Katowice.
[6] Kłeczek Z., 1994: Geomechanika górnicza. Katowice: Śląskie Wydawnictwo Techniczne.
[7] Westermann S., Dogan T., Reker B., Goerke-Mallet P., Wolkersdorfer C., Melchers C., 2017: Evaluation of mine water rebound processes in European Coal Mine Districts to enhance the understanding of hydraulic, hydrochemical and geomechanical processes. IMWA Mine Water and Circular Economy. Lappeenranta, Finland.
[8] Westermann S., Goerke-Mallet P., Reker B., Dogan T., Wolkersdorfer C., Melchers C., 2017: Aus Erfahrungen lernen: Evaluierung von Grubenwasseranstiegsprozessen zur Verbessung zukünftiger Prognosen. 17. Altbergbau-Kolloquim. Freiberg.
[9] Sen S., Zipper C.E., Wynne R.H., Donovan P.F., 2012: Identifying revegetated mines as disturbance/recovery trajectories using an interannual Landsat chronosequence. Photogrammetric Enginnering & Remote Sensing, 223-234.
[10] Kretschmann J., 2015: The sustainable development strategy of the German hard coal mining industry. Proceedings of 7th Sustainable Development in the Minerals Industry Conference (SDIMI), University of British Columbia, Vancouver, Canada, pp. 1 − 9.
[11] Böse C., Farrenkopf M., Weindl A., 2018: Kohle-Koks-Öl, Die Geschichte des Bergwerk Prosper-Haniel, Aschendorff Verlag, Münster.
[12] RAG Stiftung – Bürgerinformationsdienst (BID) https://geodaten.rag.de/mapapps/resources/apps/bid/index.html?lang=de (Dostęp online: 29.01.2024)
[13] Pawlik M., Gellendin M., Bernsdorf B., Rudolph T., Benndorf J., 2022: Digital Twin – How to Observe Changes and Trends on the Post-Mining Areas? International Journal of Earth & Environmental Sciences, 7:195, pp. 1-13.
[14] Rudolph T., Yin X., Goerke-Mallet P., 2022: Umfassende Definition des Geo- und Umweltmonitoring aus den nachbergbaulichen Erfahrungen im Ruhrgebiet, Zeitschrift der deutschen Gesellschaft für Geowissenschaften, 173 (4), pp. 513-531.
[15] Pawlik M., Rudolph T., Benndorf J., Blachowski J. ,2021: Review of vegetation indices for studies of post-mining processes. IOP Conf. Ser.: Earth Environ. Sci. 942 012034, pp.1-14.
[16] Pawlik M., Rudolph T., Bernsdorf B., Goerke-Mallet P., Hegemann M., Gellendin M., 2023: Digital Twin – Integriertes Geomonitoring, Glückauf Mining Report 159 (2), pp. 133-145.
[17] Rouse J.W., Haas R.H., Schell J.A., Deering D.W., 1973: Monitoring the vernal advancement and retrogradation (green wave effect) of natural vegetation. Prog. Rep. RSC 1978-1, Remote Sensing Center, Texas A&M Univ., College Station, nr. E73-106393.93.
[18] Pawlik M., Rudolph T., Bernsdorf B., 2023: Analysis of changes of the vegetation condition on the area of the closed Prosper-Haniel mine in 1984-2021 using multispectral satellite image, IOP Conference Series Earth and Environmental Science 1189 012022) pp.1-21.
[19] Pawlik M., Haske B., Bernsdorf B., Rudolph T., Benndorf J., 2022: Analyse des Zustands der Vegetation auf dem Gelände des stillgelegten Bergwerks Prosper-Haniel anhand von multispektralen Satellitenbildern der Sentinel 2-Mission und Drohnenflüge. Markscheidewesen 129 (Nr.1), pp. 37 − 44.
[20] ROZPORZĄDZENIE WYKONAWCZE KOMISJI (UE) 2019/947 z dnia 24 maja 2019 r. w sprawie przepisów i procedur dotyczących eksploatacji bezzałogowych statków powietrznych.
[21] Pawlik M., Rudolph T., Bernsdorf B., Benndorf J., 2024: Proposal for a new Green Red Water Index for geo-environmental surface water monitoring, IOP Conference Series Earth and Environmental Science 1295(1):012013, pp. 1-23.
[22] Gao B., 1996: NDWI - A normalized difference water index for remote sensing of vegetation liquid water from space. Remote Sensing of Environment Vol. 58, pp. 257-266.
[23] Chen D., Huang J., Jackson T.J., 2005: Remote Sensing of Environment, Volume 98, Issues 2–3, pp. 225-236.

[24] Jürgens C., 1997: The modified normalized difference vegetation index (mNDVI) a new index to determine frost damages in agriculture based on Landsat TM data. International Journal of Remote Sensing, Vol.18, No. 17, pp. 3583-3594.
[25] Yang C., Xu M., 1998: Discussion on Water Extraction Based on Remote Sensing Information Mechanism. Geographical Research 7 (Suppl), pp. 86–89.
[26] Xu H., 2006: Modification of normalised difference water index (NDWI) to enhance open water features in remotely sensed imagery.Int. J. Remote Sens., 27, pp. 3025–3033.
[27] Wang, F., Huang J., Tang Y., Wang X., 2007: New Vegetation Index and Its Application in Estimating Leaf Area Index of Rice. Rice Science, Volume 14, Issue 3, pp. 195-203.
[28] Shen L., Li C., 2010: Water body extraction from Landsat ETM+ imagery using adaboost algorithm. Proceedings of the 18th International Conference on Geoinformatics, Beijing, China, 18–20 June 2010, pp. 1–4.
[29] Feyisa G., Meilby H., Fensholt R., Proud, S., 2014: Automated Water Extraction Index: A new technique for surface water mapping using Landsat imagery. Remote Sens. Environ. 140, pp. 23–35.
[30] Pawlik M., Rudolph T., Bernsdorf B., Benndorf J., 2023: Green Red Water Indices – vegetation indices for environmental Geomonitoring, Book of abstracts XXIII Conference of PhD Students and Young Scientists, June 13 – 15, 2023, hybrid event, pp. 1-3.

Concept for long-term geo-monitoring of the post-mining environment using the example of the Prosper-Haniel mine

ABSTRACT: The operation of a mining facility provides a wealth of data, starting from mining licenses, documentation of extracted deposits, tunnel reinforcement methods, to documentation regarding the cessation of mining operations, which impacts the natural environment at the local, regional, and supra-regional levels. The results of projects conducted by the Research Center for Mining at the Technical University of Georg Agricola in Bochum present the possibilities of integrating environmental geomonitoring methods to understand the processes occurring both during and after mining operations. Among the research methods used, spatiotemporal multispectral analyses of satellite imagery and images from drone flights stand out, and these will be presented in this reference. Additionally, attention should be paid to in-situ measurements using soil sensors, weather stations, the application of mobile GIS, and three-dimensional modeling of geological structures. A key aspect of mining process research is the implementation and integration of all available geospatial data, allowing the consideration of post-mining processes as a cycle of interconnected, independent values that, through data analysis and validation, enable a comprehensive understanding.

KEYWORDS: Geomonitoring, Post-Mining, Remote Sensing, Unmanned Aerial Vehicle

Analiza możliwości określenia maksymalnego bezpiecznego czasu użycia aparatów ucieczkowych w oparciu o przeprowadzone ćwiczenia ewakuacyjne zgodnie z wytycznymi normy PN-EN 13794

Łukasz Pientka, Rafał Zych
PGG S.A. Oddział KWK Ruda

Krzysztof Słota, Zbigniew Słota, Mirosław Maciaszek
Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa, Inżynierii Bezpieczeństwa i Automatyki Przemysłowej, Gliwice

STRESZCZENIE: W artykule podjęto próbę analizy możliwości określenia maksymalnego bezpiecznego czasu użycia aparatów ucieczkowych w oparciu o przeprowadzone dołowe ćwiczenia ucieczkowe zgodnie z wytycznymi normy PN-EN 13794:2005. Uczestnikami testów symulujących ewakuację byli czterej pracownicy, o zróżnicowanych cechach fizycznych. Uczestnicy testu wypuszczani zostali na trasę w jednej grupie, w odległości od siebie ok. 2 m. Założono, że test zakończony zostanie po minimum 60 minutach lub z chwilą przekroczenia czasu ochronnego działania aparatu ucieczkowego, jeżeli okaże się krótszy. Podczas testów symulujących ewakuację wyrywkowo dokonywano pomiary pulsu za pomocą pulsometrów nareczkowych oraz temperatury ciała (powierzchni skóry i błony bębenkowej) za pomocą termometrów elektronicznych. Wszystkie aparaty użyte do testów przekroczyły czas ochronnego działania wynoszący 60 minut. Test zakończono po ok. 84 minutach (dla KA-60). Nikt z uczestników testu do tego czasu nie zgłaszał jakichkolwiek problemów z funkcjonowaniem aparatów. Po wykonaniu testu przeprowadzono wywiad z jego uczestnikami odnośnie stanu samopoczucia, uwag dotyczących komfortu oddychania w aparacie ucieczkowym, innych spostrzeżeń. Uwagi naniesiono w odpowiednim miejscu w ankietach, które wypełniali uczestnicy badań. Na podstawie przeprowadzonych badań i uzyskanych wyników dokonano ich analizy.

SŁOWA KLUCZOWE: Ratownictwo górnicze, aparaty ucieczkowe, ewakuacja.

1. WPROWADZENIE

W sytuacjach zagrożenia pod ziemią bardzo ważnym elementem jest możliwość szybkiej

i bezpiecznej ewakuacji z zagrożonego rejonu. Specyfika zagrożeń występujących w kopalni wiąże się bardzo często z występowaniem zagrożenia gazowego i pożarowego. Istotna wtedy jest prawidłowa ochrona dróg oddechowych. Polskie przepisy górnicze wymagają, aby osoba przebywająca w wyrobiskach górniczych miała przydzielony sprzęt oczyszczający ucieczkowy lub sprzęt izolujący układ oddechowy. Sprzęt ten powinna cały czas posiadać przy sobie (od chwili zjazdu pod ziemię do chwili wyjazdu na powierzchnię). W polskim górnictwie węgla kamiennego przepis ten realizowany jest poprzez stosowanie różnych aparatów do ochrony dróg oddechowych. Najczęściej przez górników używane są aparaty POG-8, AU-9E, OXY 3000/6000, 1PVM KS, CARBO 30/60, SR-K30 A, SR-60 oraz KA-60. Dostępne na rynku aparaty ucieczkowe z tlenem chemicznie związanym charakteryzują się nominalnym czasem ochronnego działania najczęściej w granicach 30-60 min. i są dobierane w zależności od przewidywanego czasu ewakuacji z zagrożonych rejonów. W artykule podjęto próbę analizy możliwości określenia maksymalnego bezpiecznego czasu użycia aparatów ucieczkowych w oparciu o przeprowadzone dołowe ćwiczenia ucieczkowe zgodnie z wytycznymi normy PN-EN 13794:2005 [1]. Przeprowadzone badania powinny być pomocne w podniesieniu poziomu wiedzy w aspekcie sytuacji kryzysowych, gdzie może dojść do sytuacji, w której czas ewakuacji przekroczy maksymalny, dopuszczalny przez producenta, czas ochronnego działania.

2. MATERIAŁY I METODY

Uczestnikami testów symulujących ewakuację byli czterej pracownicy, o zróżnicowanych cechach fizycznych. Uczestnicy testu byli zapoznani z planowaną drogą ucieczkową, utrudnieniami oraz ułatwieniami wpływającymi na czas ewakuacji. Uczestnicy testu wykazali się znajomością dróg ucieczkowych oraz rozpływu powietrza w tym rejonie w obecności osoby wyższego dozoru ruchu działu wentylacji. Rzeczywiste długości każdego z badanych odcinków drogi ucieczkowej potwierdzone zostały przez dział mierniczo – geologiczny kopalni. Czas przejścia uczestników testu mierzony był z dokładnością do 1s. Uczestnicy testu wypuszczani zostali na trasę w jednej grupie, w odległości od siebie ok. 2 m. Założono, że test zakończony zostanie po minimum 60 minutach, lub z chwilą przekroczenia czasu ochronnego działania aparatu ucieczkowego, jeżeli okaże się krótszy. Czas przejścia mierzono za pomocą stoperów. Podczas testów symulujących ewakuację wyrywkowo dokonywano pomiary pulsu za pomocą pulsometrów nareczny oraz temperatury ciała (powierzchni skóry i błony bębenkowej) za pomocą termometrów elektronicznych.
Po wykonaniu testu przeprowadzono wywiad z jego uczestnikami odnośnie stanu samopoczucia, uwag dotyczących komfortu oddychania w aparacie ucieczkowym, innych spostrzeżeń. Uwagi naniesiono w odpowiednim miejscu w ankietach, które wypełniali uczestnicy badań. Na podstawie przeprowadzonych badań i uzyskanych wyników dokonano ich analizy.
Zaplanowano kilka cykli badań z użyciem aparatów o różnym czasie ochronnego działania. W pierwszej fazie badań wykorzystano aparaty o czasie ochronnego działania 60 min. (KA-60). Poniżej omówiono aparat wykorzystywany podczas ćwiczeń oraz pokazano wzór ankiety wypełniany przez uczestników badań.

2.1. *Aparat tlenowy KA-60*

Aparat tlenowy ucieczkowy KA-60 przeznaczony jest do ochrony układu oddechowego użytkownika podczas jego wycofywania się (ucieczki) ze strefy zagrożonej gazami szkodliwymi dla zdrowia oraz tam, gdzie stężenie tlenu jest niewystarczające do oddychania. Aparat jest przeznaczony dla górnictwa podziemnego i innych gałęzi przemysłu.

Może być stosowany w podziemnych zakładach górniczych w polach nie metanowych i metanowych w pomieszczeniach zaliczonych do stopnia „a", „b" i „c" niebezpieczeństwa wybuchu. Służy do bezpiecznego opuszczania strefy objętej pożarem, wyrzutem gazów lub awarią instalacji chemicznej. Jest on przeznaczony do jednorazowego użycia. Aparaty tlenowe ucieczkowe przeznaczone są wyłącznie do samo-ratowania(ucieczki) z zagrożonej strefy w przypadku niebezpieczeństwa i nie mogą być stosowane podczas pracy.



Rys. 2.1. Aparat ucieczkowy KA-60 [2]
Fig. 2.1. Escape apparatus KA-60 [2]

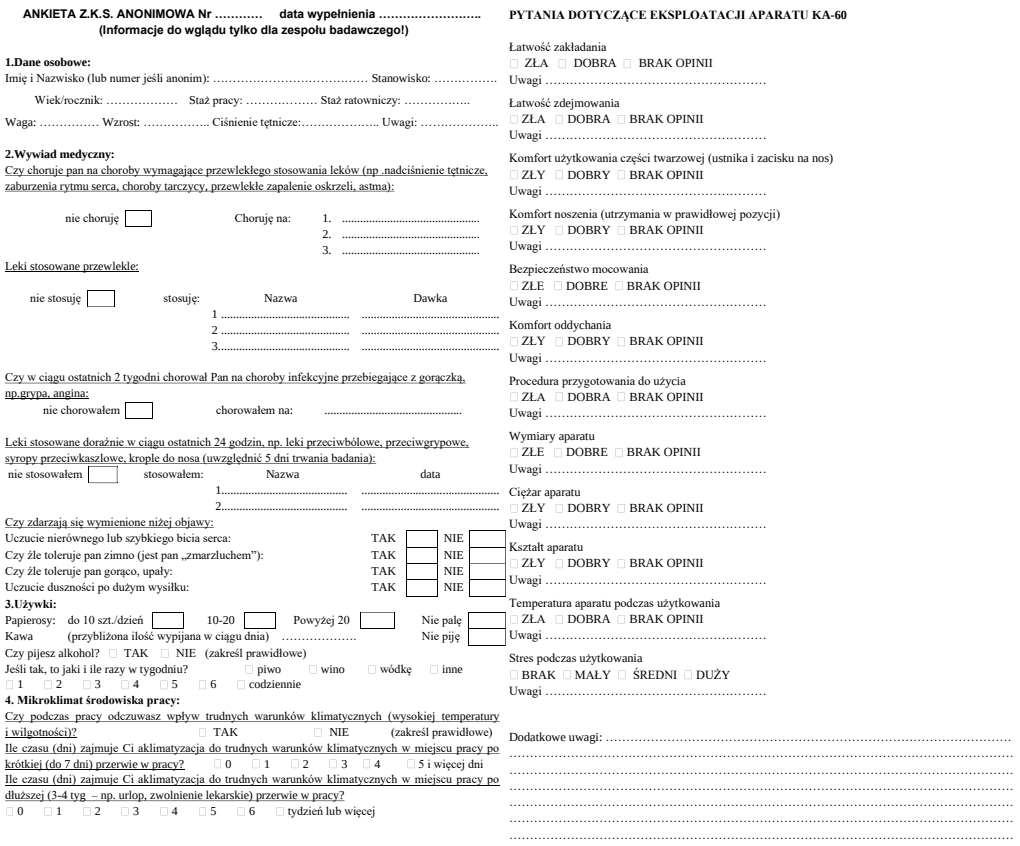
Czas ochronnego działania:	
– przy objętościowym natężeniu przepływu 35 [l/min]	min. 60 minut
Czas ochronnego działania:	
– przy objętościowym natężeniu przepływu 10 [l/min]	min. 180 minut
Wilgotność względna w czasie użytkowania	≤100 %
Wymiary	około (260mm x 220mm x 140mm)
Masa aparatu w odbudowie z taśmą nośną	≈3900g
Masa aparatu gotowego do użycia z taśmą nośną użytku	≈3400g
Temperatura użytkowania	-5 °C ÷ +60 °C
Temperatura obudowy w miejscu kontaktu z użytkownikiem	ok. 60 °C
Temperatura powierzchni aparatu (elementów metalowych)	ok. 150 °C
Przydatność do użytkowania	Do 10 lat od daty produkcji w tym maksymalne 5-cio letni okres po wprowadzeniu do eksploatacji wielozmianowej
Certyfikat oceny typu WE:	WE Nr 235/E-037/2008

Typ aparatu: Ucieczkowy aparat regeneracyjny typu K. Oznaczenie „K":
Aparat ucieczkowy z tlenem chemicznie związanym (KO2)
Oznaczenie „S": Aparat odpowiadający załącznikowi A EN 13794:2002

Rys. 2.2. Dane techniczne aparatu KA-60 (deklaracja producenta) [2]
Fig. 2.2. Technical data of the KA-60 (manufacturer's declaration) [2]

2.2. *Ankieta wypełniana przez uczestników badań*

Ankieta, którą wypełniali uczestnicy badań obejmowała (poza danymi osobowymi i wywiadem medycznym) pytania dotyczące eksploatacji testowanego aparatu. Pytano tutaj ankietowanych między innymi o łatwość zakładania i zdejmowania aparatu, komfort użytkowania części twarzowej (ustnika i zacisku na nos), komfort noszenia (utrzymania w prawidłowej pozycji), bezpieczeństwo mocowania, komfort oddychania, procedurę przygotowania do użycia, wymiary, ciężar i kształt aparatu, temperaturę aparatu podczas użytkowania, a także stres podczas użytkowania. Pozostawiono również miejsce na dodatkowe uwagi.



ANKIETA Z.K.S. ANONIMOWA Nr …… data wypełnienia ……..
(Informacje do wglądu tylko dla zespołu badawczego!)

1.Dane osobowe:
Imię i Nazwisko (lub numer jeśli anonim): …… Stanowisko: ……
Wiek/rocznik: …… Staż pracy: …… Staż ratowniczy: ……..
Waga: …… Wzrost: …….. Ciśnienie tętnicze:…….. Uwagi: ……

2.Wywiad medyczny:
Czy choruje pan na choroby wymagające przewlekłego stosowania leków (np .nadciśnienie tętnicze, zaburzenia rytmu serca, choroby tarczycy, przewlekłe zapalenie oskrzeli, astma):

nie choruję ☐ Choruję na: 1. ..... 2. ..... 3. .....

Leki stosowane przewlekle:

nie stosuję ☐ stosuję: Nazwa Dawka
1 ....
2 ....
3..... .....

Czy w ciągu ostatnich 2 tygodni chorował Pan na choroby infekcyjne przebiegające z gorączką, np.grypa, angina:
nie chorowałem ☐ chorowałem na: .....

Leki stosowane doraźnie w ciągu ostatnich 24 godzin, np. leki przeciwbólowe, przeciwgrypowe, syropy przeciwkaszlowe, krople do nosa (uwzględnić 5 dni trwania badania):
nie stosowałem ☐ stosowałem: Nazwa data
1..... .....
2..... .....

Czy zdarzają się wymienione niżej objawy:
Uczucie nierównego lub szybkiego bicia serca: TAK ☐ NIE ☐
Czy źle toleruje pan zimno (jest pan „zmarzluchem"): TAK ☐ NIE ☐
Czy źle toleruje pan gorąco, upały: TAK ☐ NIE ☐
Uczucie duszności po dużym wysiłku: TAK ☐ NIE ☐

3.Używki:
Papierosy: do 10 szt./dzień ☐ 10-20 ☐ Powyżej 20 ☐ Nie palę ☐
Kawa (przybliżona ilość wypijana w ciągu dnia) …… Nie piję ☐
Czy pijesz alkohol? ☐ TAK ☐ NIE (zakreśl prawidłowe)
Jeśli tak, to jaki i ile razy w tygodniu? ☐ piwo ☐ wino ☐ wódkę ☐ inne
☐ 1 ☐ 2 ☐ 3 ☐ 4 ☐ 5 ☐ 6 ☐ codziennie

4. Mikroklimat środowiska pracy:
Czy podczas pracy odczuwasz wpływ trudnych warunków klimatycznych (wysokiej temperatury i wilgotności)? ☐ TAK ☐ NIE (zakreśl prawidłowe)
Ile czasu (dni) zajmuje Ci aklimatyzacja do trudnych warunków klimatycznych w miejscu pracy po krótkiej (do 7 dni) przerwie w pracy? ☐ 0 ☐ 1 ☐ 2 ☐ 3 ☐ 4 ☐ 5 i więcej dni
Ile czasu (dni) zajmuje Ci aklimatyzacja do trudnych warunków klimatycznych w miejscu pracy po dłuższej (3-4 tyg – np. urlop, zwolnienie lekarskie) przerwie w pracy?
☐ 0 ☐ 1 ☐ 2 ☐ 3 ☐ 4 ☐ 5 ☐ 6 ☐ tydzień lub więcej

PYTANIA DOTYCZĄCE EKSPLOATACJI APARATU KA-60

Łatwość zakładania
☐ ZŁA ☐ DOBRA ☐ BRAK OPINII
Uwagi ……

Łatwość zdejmowania
☐ ZŁA ☐ DOBRA ☐ BRAK OPINII
Uwagi ……

Komfort użytkowania części twarzowej (ustnika i zacisku na nos)
☐ ZŁY ☐ DOBRY ☐ BRAK OPINII
Uwagi ……

Komfort noszenia (utrzymania w prawidłowej pozycji)
☐ ZŁY ☐ DOBRY ☐ BRAK OPINII
Uwagi ……

Bezpieczeństwo mocowania
☐ ZŁE ☐ DOBRE ☐ BRAK OPINII
Uwagi ……

Komfort oddychania
☐ ZŁY ☐ DOBRY ☐ BRAK OPINII
Uwagi ……

Procedura przygotowania do użycia
☐ ZŁA ☐ DOBRA ☐ BRAK OPINII
Uwagi ……

Wymiary aparatu
☐ ZŁE ☐ DOBRE ☐ BRAK OPINII
Uwagi ……

Ciężar aparatu
☐ ZŁY ☐ DOBRY ☐ BRAK OPINII
Uwagi ……

Kształt aparatu
☐ ZŁY ☐ DOBRY ☐ BRAK OPINII
Uwagi ……

Temperatura aparatu podczas użytkowania
☐ ZŁA ☐ DOBRA ☐ BRAK OPINII
Uwagi ……

Stres podczas użytkowania
☐ BRAK ☐ MAŁY ☐ ŚREDNI ☐ DUŻY
Uwagi ……

Dodatkowe uwagi: ……
……
……
……
……
……
……

Rys. 2.3. Ankieta wypełniana przez uczestników badań [opracowanie własne]
Fig. 2.3. Questionnaire that was completed by research participants [own elaboration].

3. ĆWICZENIA EWAKUACYJNE

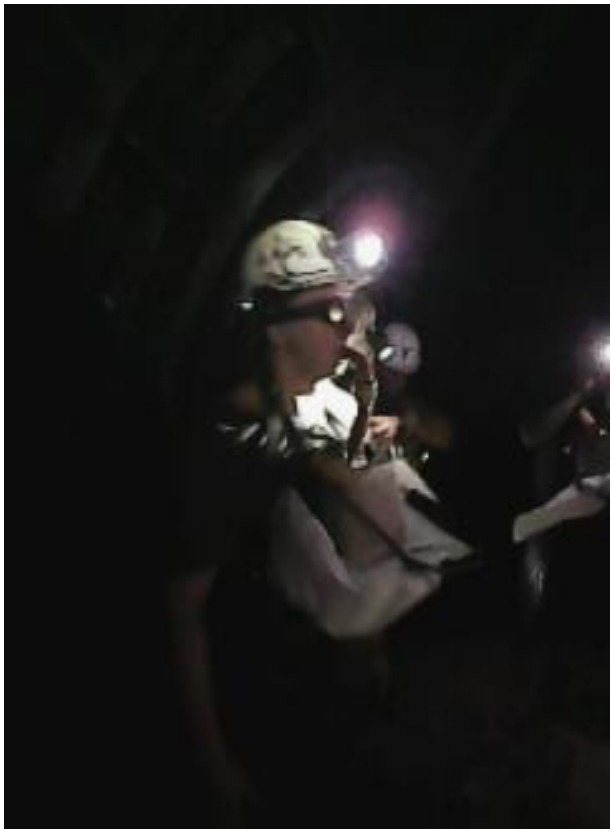
Wszystkie badania wykonano w wyrobiskach podziemnych kopalń zgodnie z określonymi zasadami w normie PN-EN 13794 [1] przy przeprowadzaniu badań eksploatacyjnych aparatów ucieczkowych. Wg normy aparat powinien być badany w takich warunkach, jakich należy oczekiwać podczas jego praktycznego użytkowania.

Do badań użyto aparatu ucieczkowego KA-60 dostarczonego przez FASER S.A. Dane techniczne zawarto w rozdziale 2. niniejszej pracy.
W trakcie ćwiczeń ucieczkowych stosowano standardowe procedury dla tego typu badań (wstępne badanie lekarskie, szkolenie z używania aparatu, dodatkowe zabezpieczenie uczestników w postaci bezpośredniego dozoru oraz zaplecza technicznego, bieżąca kontrola samopoczucia, itp.).
Uczestnikami testów symulujących ewakuację byli czterej pracownicy, o zróżnicowanych cechach fizycznych. Uczestnicy testu byli zapoznani z planowaną drogą ucieczkową, utrudnieniami oraz ułatwieniami wpływającymi na czas ewakuacji. Uczestnicy testu wykazali się znajomością dróg ucieczkowych oraz rozpływu powietrza w tym rejonie w obecności osoby wyższego dozoru ruchu działu wentylacji.
Przed rozpoczęciem testu kierujący pomiarami wraz z osobą przeprowadzającą szkolenia sprawdzili znajomość prawidłowego użycia aparatów ucieczkowych regeneracyjnych oraz zasad wycofywania się z zagrożonego rejonu przez osoby realizujące test. Uczestnikom testu wytłumaczono cel doświadczenia i zalecono poruszanie się średnim tempem marszu.



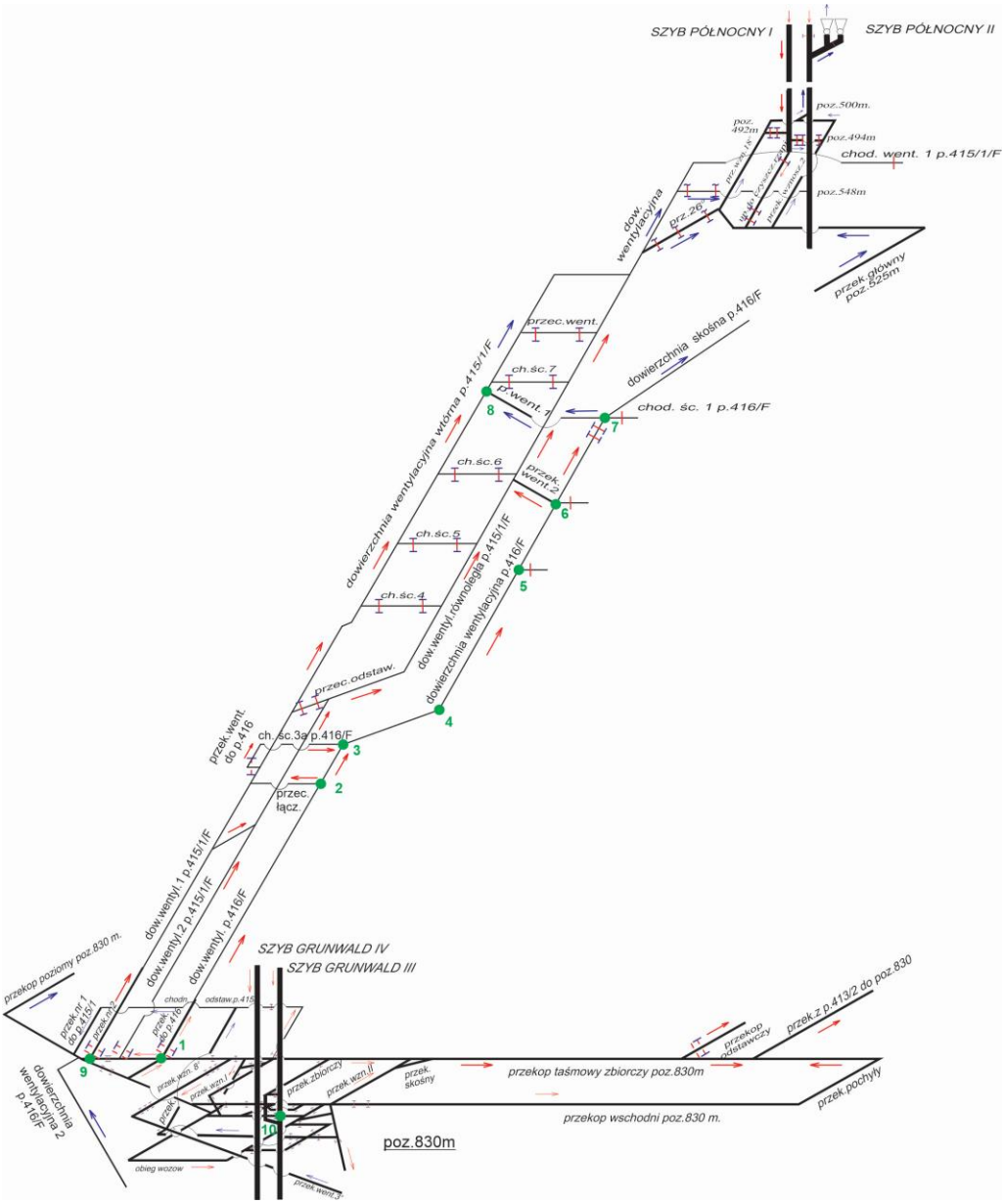
Rys. 3.1. Uczestnicy testów symulujący ewakuację [zdjęcie autorskie]
Fig. 3.1. Test participants simulating an evacuation [author's photo]

Rzeczywiste długości każdego z badanych odcinków drogi ucieczkowej potwierdzone zostały przez dział mierniczo – geologiczny kopalni. Czas przejścia uczestników testu mierzony był z dokładnością do 1s. Uczestnicy testu wypuszczani zostali na trasę w jednej grupie, w odległości od siebie ok. 2 m. Założono, że test zakończony zostanie po minimum 60 minutach, lub z chwilą przekroczenia czasu ochronnego działania aparatu ucieczkowego, jeżeli okaże się krótszy.



Rys. 3.2. Uczestnicy testów symulujący ewakuację
Fig. 3.2. Test participants simulating an evacuation [author's photo]

Osobami ubezpieczającymi były osoby organizujące badanie oraz osoby dozoru wyższego kopalni. Osoba obserwująca lub ubezpieczająca (kontrolująca) dokonywała pomiaru czasu za pomocą stopera po przebyciu kolejnego odcinka (wyrobiska) drogi ucieczkowej. Rejestrowanie wyników przez osoby kontrolujące nie miało wpływu na czas realizacji testu.
Po wykonaniu testu przeprowadzono wywiad z jego uczestnikami odnośnie stanu samopoczucia, uwag dotyczących komfortu oddychania w aparacie ucieczkowym, innych spostrzeżeń.
Czas przejścia mierzono za pomocą stoperów.
Podczas testów symulujących ewakuację wyrywkowo dokonywano pomiary pulsu za pomocą pulsometrów nareczych oraz temperatury ciała (powierzchni skóry i błony bębenkowej) za pomocą termometrów elektronicznych.
Masę ciała, wzrost, ciśnienie tętnicze krwi oraz inne parametry fizjologiczne przed przystąpieniem do testów (wpisywane do ankiet) określano za pomocą wagi lekarskiej, ciśnieniomierza, miar, pulsoksymetru i innych.



Rys. 3.3. Schemat dróg przejścia podczas próby ewakuacji [opracowanie własne]
Fig. 3.3. Diagram of passage routes during an evacuation attempt [own elaboration]

Próby ewakuacyjne przeprowadzono w grudniu 2023 (na pierwszej zmianie roboczej) pod nadzorem pracowników Centralnego Instytutu Ochrony Pracy - Państwowego Instytutu Badawczego. Uczestnicy badań wypełniali ankiety opracowane przez autorów niniejszej pracy oraz ankiety CIOP-PIB. Poniżej zamieszczono parametry wyrobisk ucieczkowych, w których

prowadzono próby ewakuacyjne (tab. 3.1.) oraz czasy przejścia poszczególnych uczestników badań.

Tabela 3.1. Parametry wyrobisk ucieczkowych, w których prowadzono próby ewakuacyjne [opr. własne]
Table 3.1. Parameters of escape pits in which evacuation tests were carried out [own elaboration]

Odcinek	Nazwa	Długość	nachylenie	temperatura	Wilgotność
1-2	Dow. went. p. 416/F	565m	+3,5°	18,6°C	68%
2-3	Dow. went. p. 416/F	110m	+3°	21,6°C	75%
3-4	Dow. went. p. 416/F	230m	+6,5°	23,4°C	78%
4-5	Dow. went. p. 416/F	550m	+7,5°	24,0°C	80%
5-6	Dow. went. p. 416/F	250m	+7°	24,2°C	80%
6-7	Dow. went. p. 416/F	290m	+9°	24,4°C	82%
7-8	Przekop went.1	150m	+2,5°	25,0°C	82%
8-9	Dow. went. wtórna p.415/1/F	2100m	-5,0°	23,6°C	78%
9-10	Przekop do szybu	400m	0°	18,4°C	70%
Łącznie		4645m			

Tabela 3.2. Czasy przejścia oraz typ aparatów poszczególnych uczestników badań [opracowanie własne]
Table 3.2. Transition times and type of apparatus of individual test subjects [own elaboration]

Lp.	Dane uczestnika	Typ aparatu	Czas przejścia (działania aparatu)
1.	Rafał M.	KA-60	79 min 10 s
2.	Łukasz P.	KA-60	83 min 30 s
3.	Mariusz K.	KA-60	78 min 45 s
4.	Mariusz B.	KA-60	82 min 20 s

4. PODSUMOWANIE

Uczestnikami testów symulujących ewakuację byli czterej pracownicy, o zróżnicowanych cechach fizycznych. Uczestnicy testu byli zapoznani z planowaną drogą ucieczkową, utrudnieniami oraz ułatwieniami wpływającymi na czas ewakuacji.
Przed rozpoczęciem testu kierujący pomiarami wraz z osobą przeprowadzającą szkolenia sprawdzili znajomość prawidłowego użycia aparatów ucieczkowych regeneracyjnych oraz zasad wycofywania się z zagrożonego rejonu przez osoby realizujące test. Uczestnikom testu wytłumaczono cel doświadczenia i zalecono poruszanie się średnim tempem marszu. Czas przejścia uczestników testu mierzony był z dokładnością do 1s. Założono, że test zakończony zostanie po minimum 60 minutach (w zależności od typu aparatu), lub z chwilą przekroczenia czasu ochronnego działania aparatu ucieczkowego jeżeli okaże się krótszy. Wszystkie aparaty użyte do ćwiczeń przekroczyły czas ochronnego działania wynoszący 60 minut. Test zakończono po ok. 84 minutach. Nikt z uczestników testu do tego czasu nie zgłaszał jakichkolwiek problemów z funkcjonowaniem aparatów. W momencie przerwania testu uczestnicy badań informowali o pojawiającym się dyskomforcie przy korzystaniu z aparatu (wysoka temperatura wdychanego powietrza, opory oddechowe).
Po wykonaniu testu przeprowadzono wywiad z jego uczestnikami odnośnie stanu samopoczucia, uwag dotyczących komfortu oddychania w aparacie ucieczkowym, innych spostrzeżeń. Uwagi naniesiono w odpowiednim miejscu w ankietach, które wypełniali uczestnicy badań (załącznik do sprawozdania).
Na podstawie przeprowadzonych badań i uzyskanych wyników dokonano ich analizy.

Podczas testów symulujących ewakuację z użyciem aparatów KA-60, uczestnicy mieli następujące uwagi:

- Podczas otwierania aparatów (w dwóch przypadkach) należało użyć znacznej siły do oderwania pokrywy aparatu (nie miało to wpływu na funkcjonowanie i użycie aparatu).
- Po otwarciu aparatu niektóre sznurki podtrzymujące worek oddechowy po bokach aparatu uległy rozerwaniu (w trzech aparatach);
- Zacisk na nos (wg ankietowanych) jest za mocny, po dłuższym czasie (ok. 40 min.) powodował znaczny dyskomfort;
- Po dłuższym działaniu aparat znacznie się nagrzewał, jednak ochrona filcowa spełniała swoja rolę izolującą, natomiast dotkniecie metalowych części aparatu mogło wiązać się z ryzykiem oparzenia (zmierzona temperatura kamera termowizyjna przekraczała 70°C).
- Przez pierwsze 10 min. ewakuacji niemożliwe było nabieranie głębokich oddechów;
- Po około 45 min. uczestnicy badań odczuwali dyskomfort związany z ciężarem aparatu zawieszonego na karku.

Dodatkowo, na podstawie przeprowadzonej ankiety i wywiadów stwierdzono, że:

- Aparat KA-60 jest doskonale znany pracownikom oraz osobom zajmującym się ich kontrolą;
- Wymiary i waga aparatu nie odbiegają od innych dostępnych na rynku, forma prostopadłościanu z zaokrąglonymi krawędziami jest bardziej preferowana przez użytkowników (np. w stosunku do kształtów zbliżonych do cylindra);
- Temperatura wdychanego powietrza podczas używania aparatu jest przez większość czasu odpowiednia, powietrze staje się wyraźnie cieplejsze po upływie 60 min. (po przekroczeniu minimalnego czasu ochronnego działania);
- Opory przy oddychaniu są niskie, nie ma problemów z oddychaniem (żaden z uczestników badań nie zgłaszał problemów).

Autorzy przeprowadzili badania na podstawie opracowanej metodyki (rozdział 3), a uzyskane wyniki powinny być powtarzalne dla zawartych tam warunków brzegowych.
W kolejnych etapach badań planowane jest przeprowadzenie testów z kolejnymi typami aparatów ucieczkowych (o czasie ochronnego działania 30 minut, poniżej 30 min. oraz powyżej 60 min.). Przeprowadzanie kolejnych badań planowane jest na cały 2024 rok, które odbywać się powinny według opracowanej metodyki, w tych samych warunkach (wyrobiskach) oraz z udziałem tych samych osób testujących różne typy aparatów.
Autorzy wyrażają nadzieję, że przeprowadzone badania powinny być pomocne w podniesieniu poziomu wiedzy w aspekcie sytuacji kryzysowych, gdzie może dojść do sytuacji, w której czas ewakuacji przekroczy maksymalny, dopuszczalny przez producenta, czas ochronnego działania aparatu ucieczkowego.

LITERATURA

[1] PN-EN 13794:2002 (PN-EN 13794:2005 - wersja polska) Sprzęt ochrony układu oddechowego -- Ucieczkowe aparaty regeneracyjne -- Wymagania, badanie, znakowanie. 2005
[2] Materiały dostarczone przez FASER S.A.

ANALYSIS OF THE POSSIBILITY OF DETERMINING THE MAXIMUM SAFE TIME FOR THE USE OF ESCAPE APPARATUS BASED ON EVACUATION DRILLS CARRIED OUT IN ACCORDANCE WITH THE GUIDELINES OF PN-EN 13794

This article attempts to analyse the possibility of determining the maximum safe time for the use of escape apparatus on the basis of underground escape drills carried out in accordance with the guidelines of the PN-EN 13794:2005 standard. The participants in the tests simulating an evacuation were four employees with different physical characteristics. The test participants were released on the route in one group, at a distance of approximately 2 m from each other. It was assumed that the test would be completed after a minimum of 60 minutes, or when the protective time of the escape apparatus had been exceeded if it proved to be shorter. During the evacuation simulation tests, pulse rate was randomly measured using wrist pulse oximeters and body temperature (skin surface and eardrum) was measured using electronic thermometers. All devices used in the tests exceeded the 60-minute protection time. The test was completed after approximately 84 minutes. None of the test subjects had reported any problems with the instruments by this time. After the test, participants were interviewed about their state of well-being, comments on breathing comfort in the escape apparatus, other observations. The comments were recorded in the appropriate place on the questionnaires, which were filled in by the test participants. The survey and the results were analysed.



POLSKA GRUPA
GÓRNICZA S.A.

Największy producent

węgla kamiennego w Unii Europejskiej



www.pgg.pl

Politechnika Śląska

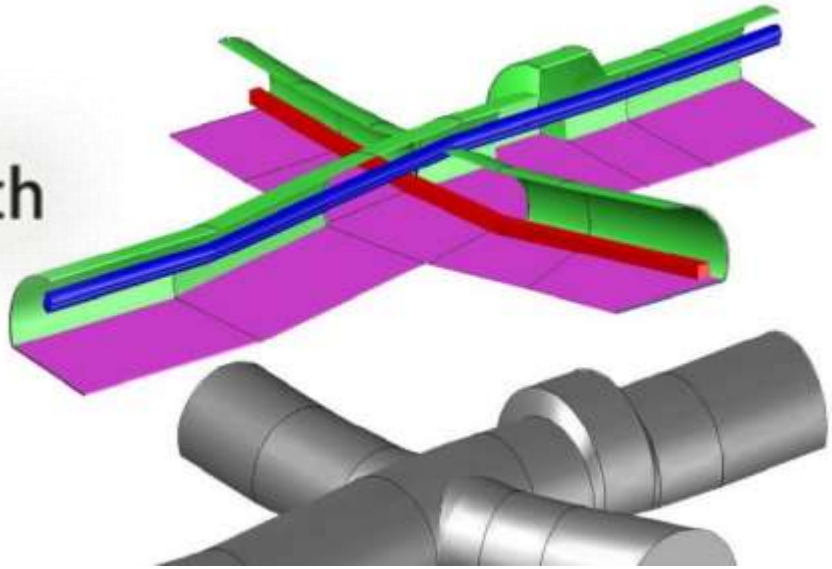
SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

MAPY NUMERYCZNE W GÓRNICTWIE - MODELOWANIE POWIERZCHNI POKŁADU I TERENU PROGRAMEM BRICSCAD

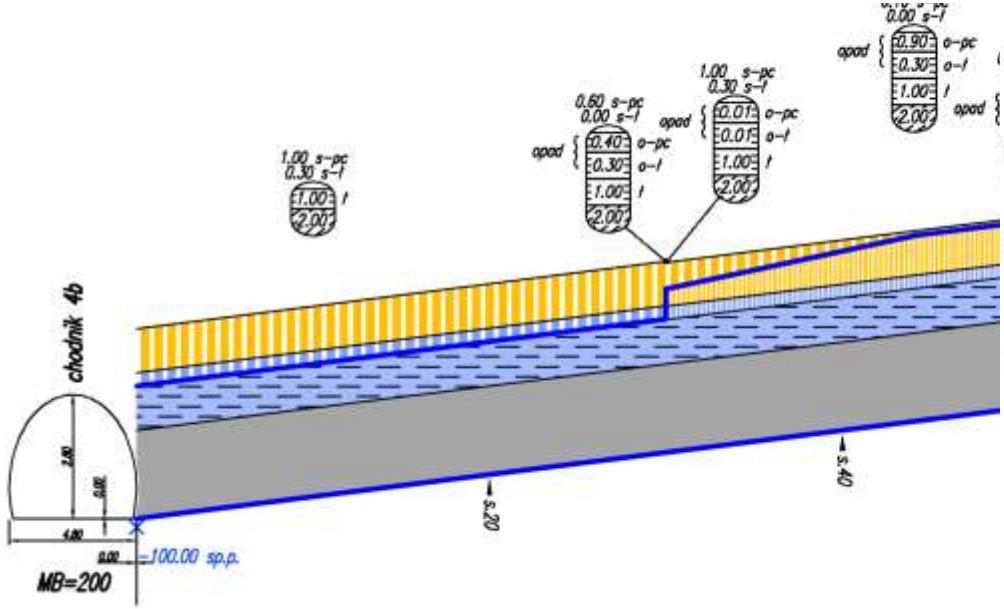
M. Poniewiera

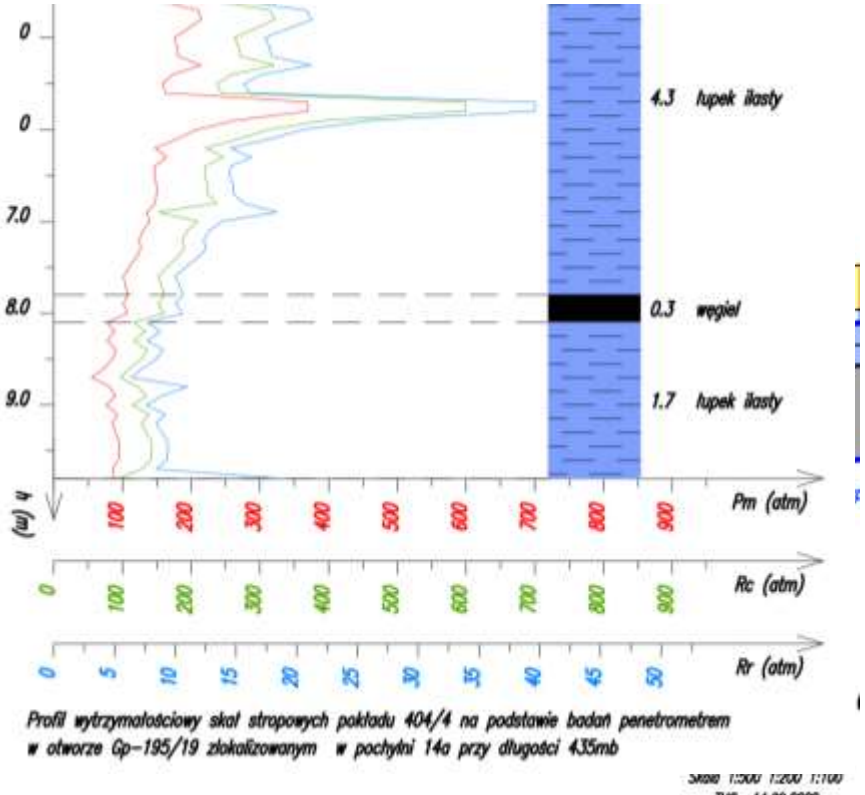
GEO LISP

System Obsługi
Kopalnianych
Map Numerycznych



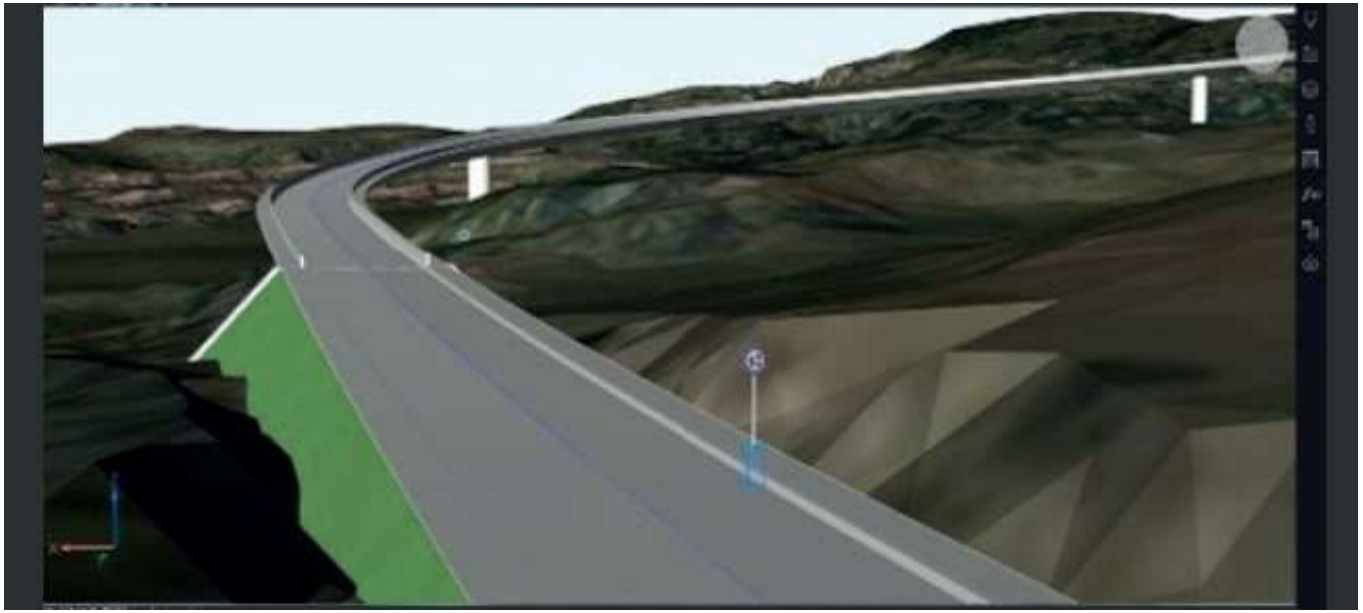
1993 r - KWK Katowice
1996 r – KS Wieliczka
2024 r –JSW, PGG, Węglokoks, Tauron, SRK, Silesia, Dębieńsko ...





Profil wytrzymałościowy skał stropowych pokładu 404/4 na podstawie badań penetrometrem w otworze Gp-195/19 zlokalizowanym w pochylni 14a przy długości 435mb

Modelowanie powierzchni w systemie BricsCAD Pro



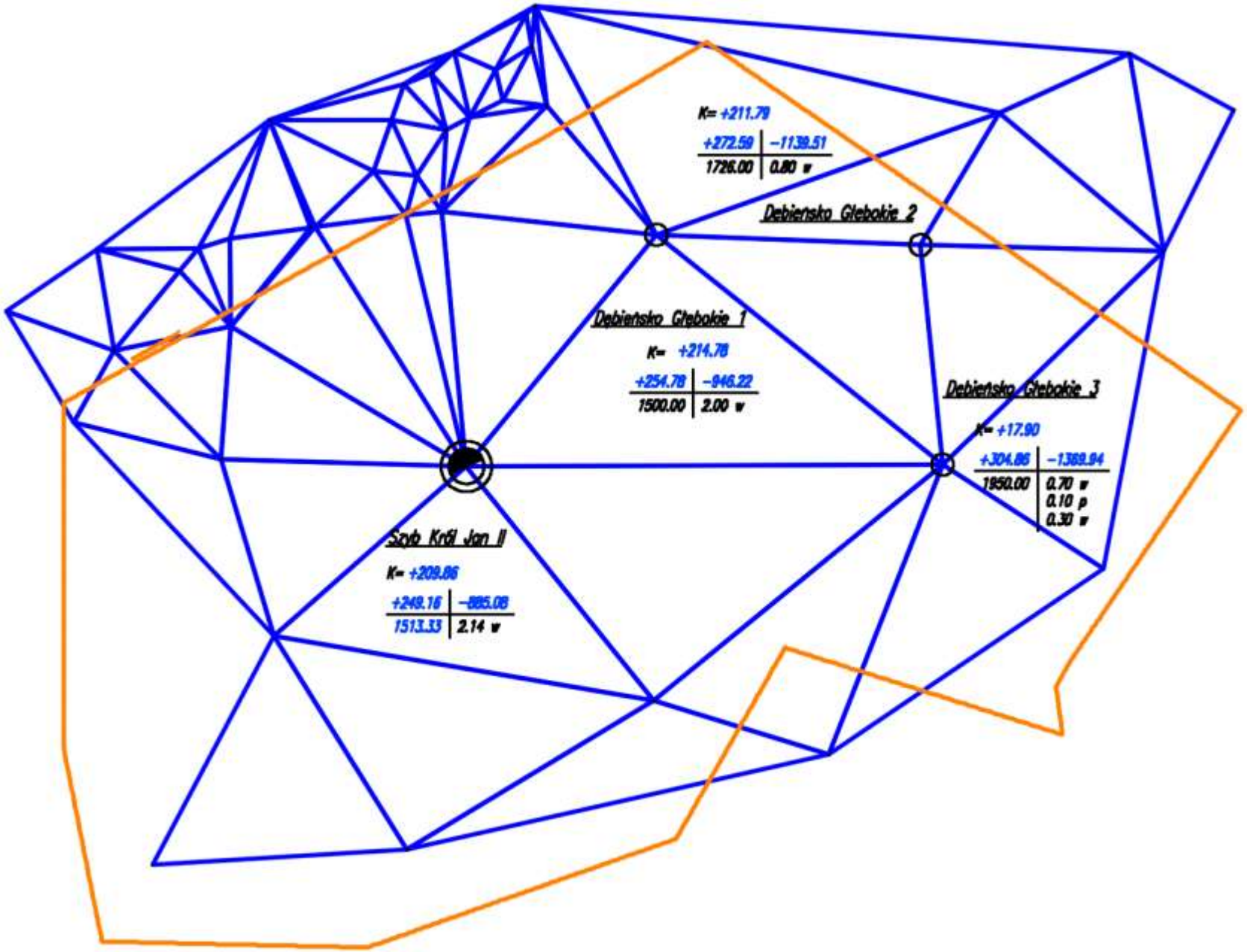
(tin:CreateTin minPoint maxPoint numPoints)

(tin:ImportCivil3d dwgFile labelFlags)

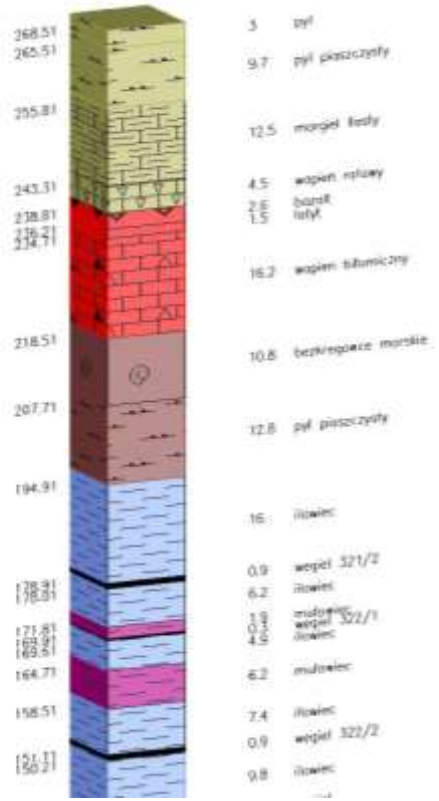
(tin:SetMajorContoursInterval tin interval)

(tinvs:Createby2surfaces tin1 tin2 boundary)

Numeryczny Model Złoża



Korelacja otworów wiertniczych

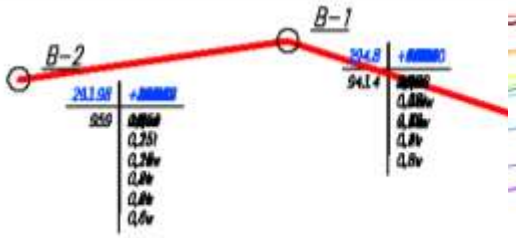


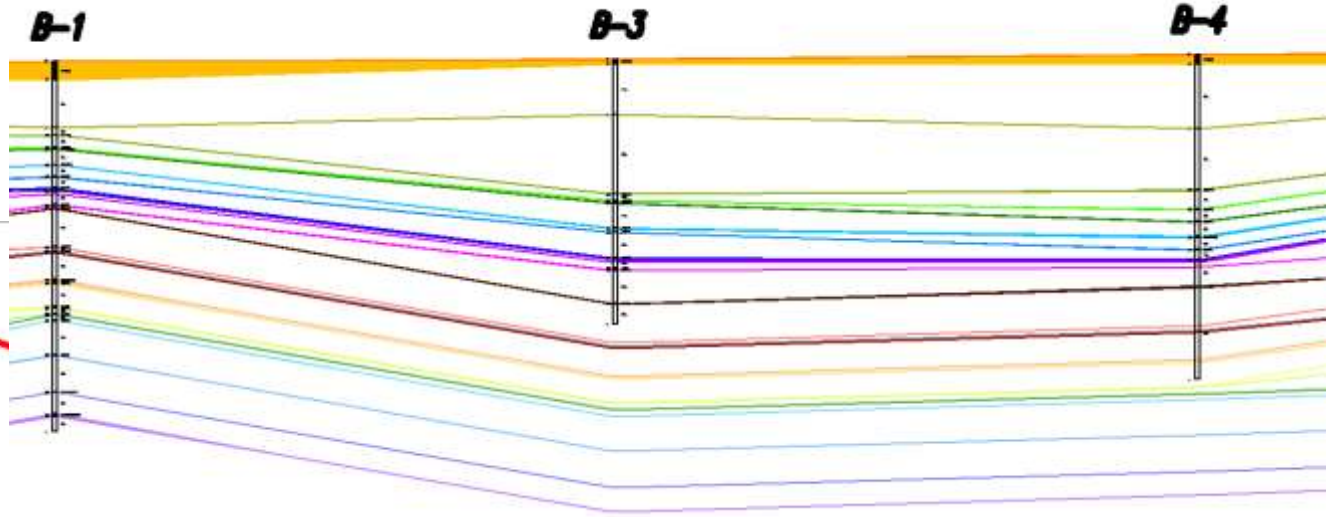
Mnożnik X 1
Mnożnik Z 1
Mnożnik Msc 1
Wysokość opisów 1.5
Pokład korelujący strop karbonu

Zmieniać nazwy pokładów
C:/Geolisp/PRZYKLAD/OtwKor/korelacja_nazwy.txt
Przeglądaj... Edytuj...

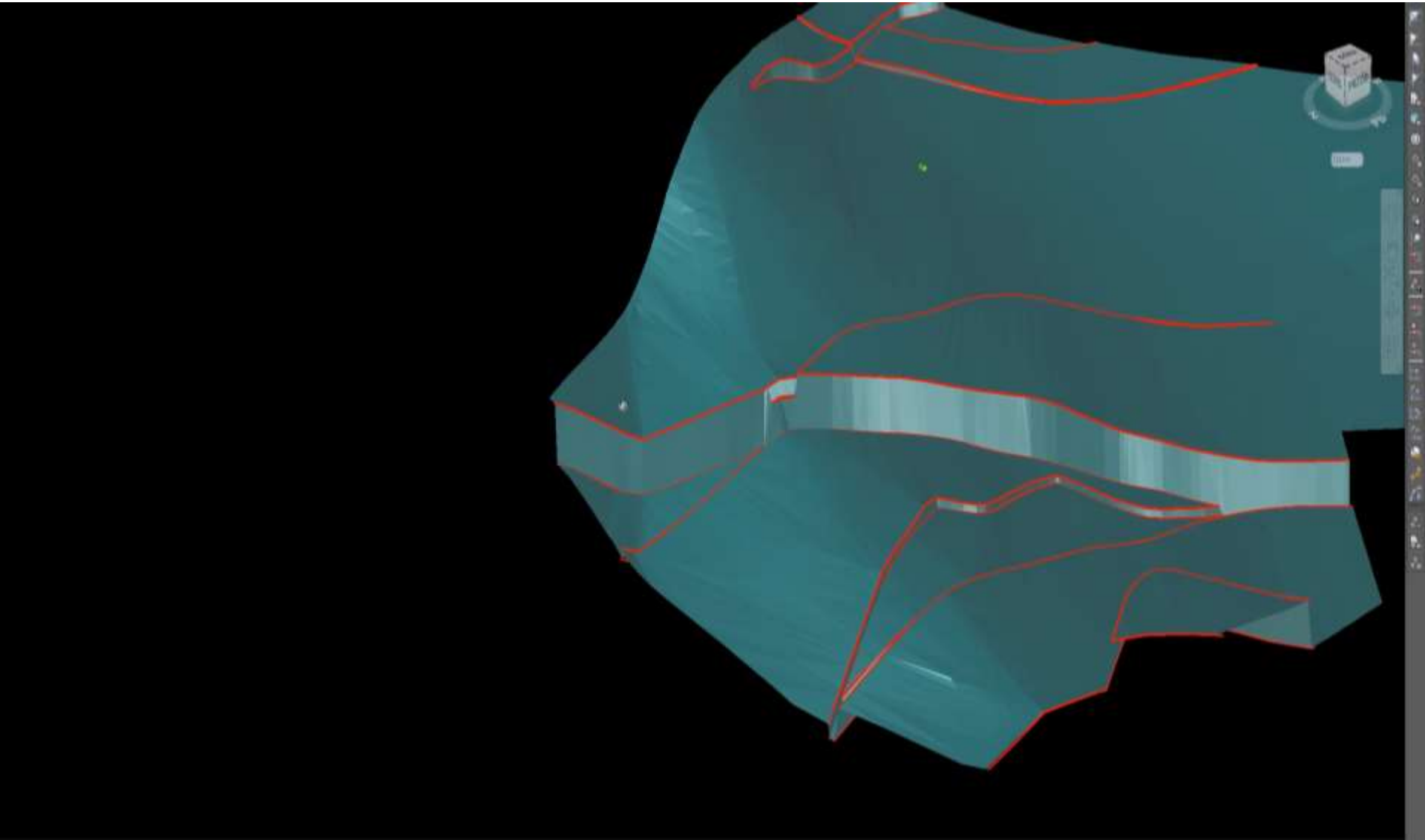
Kart otworów
Rysować Mnożnik 1
C:/Geolisp/PRZYKLAD/OtwKor/

Pokłady1	Pokłady2	Pokłady3
teren	309/1	
czwartorzęd	309/2	
strop karbonu	401	
301/1	402	
301/2	403	
303	404	
304	405	
305	406	
306	407	
306/1	408	
306/2	501	
307	502	
308	503	

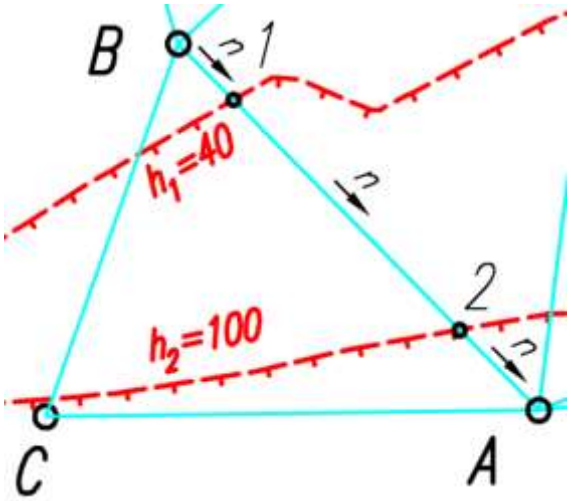


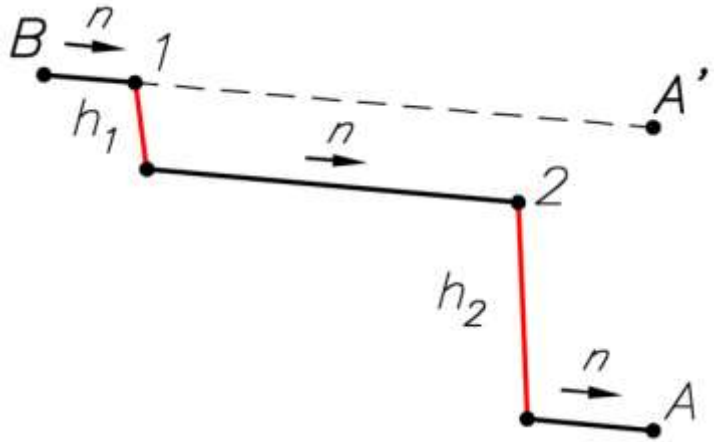


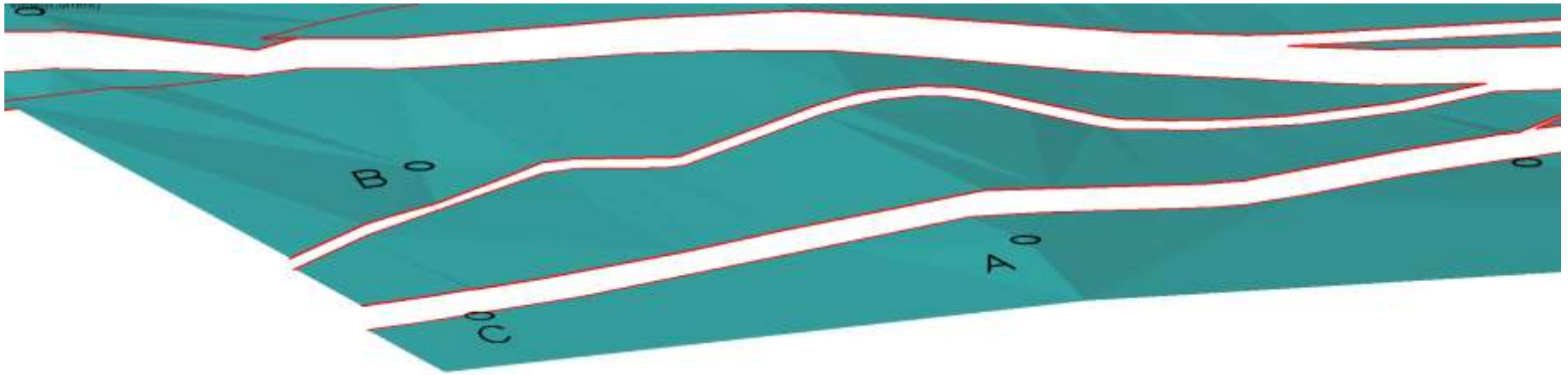
Wprowadzenie uskoków



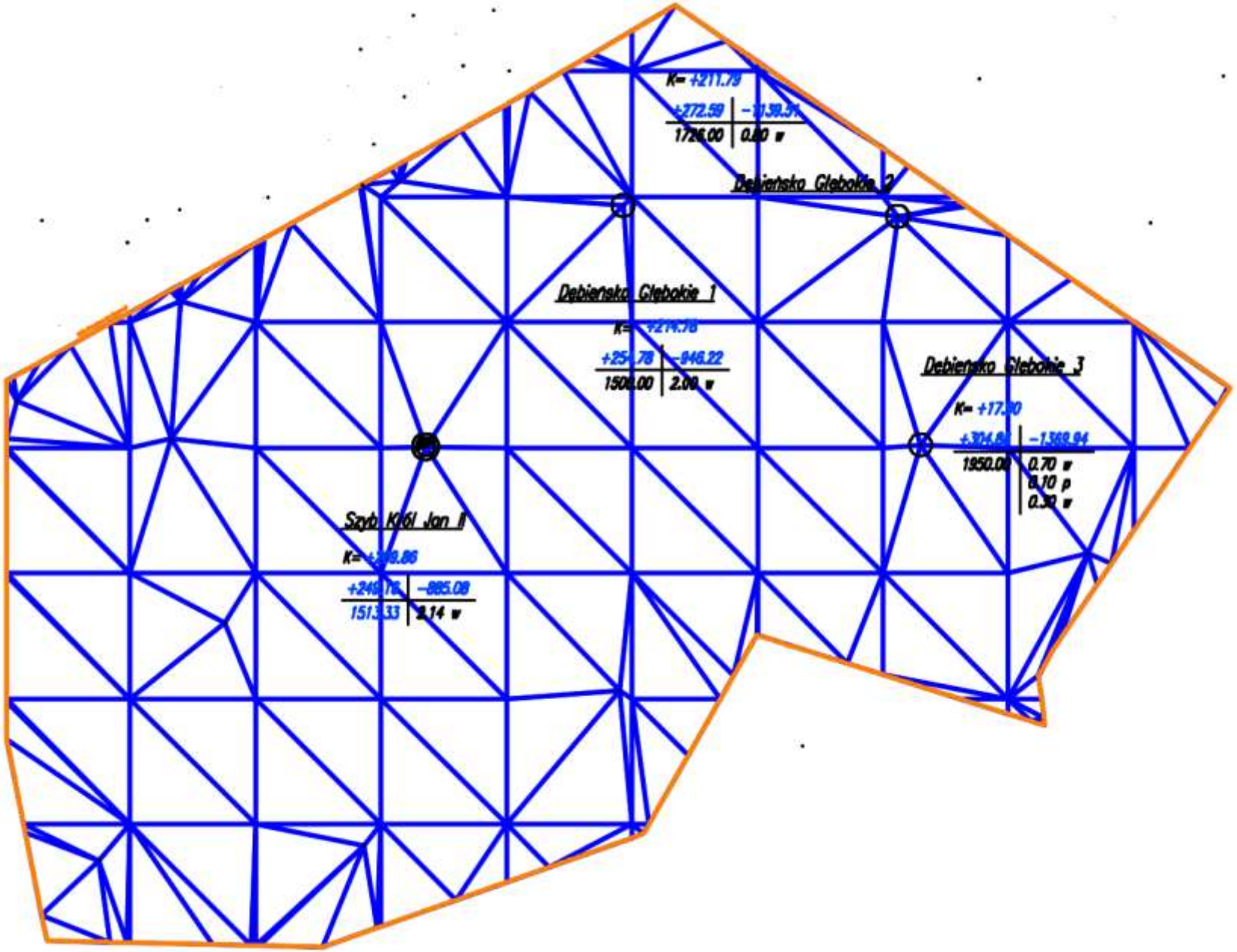
- **Metoda stałego nachylenia,**
- **Metoda istniejących warstwic,**
- **Metoda osobnych powierzchni,**
- **Metoda zamkniętych obszarów.**



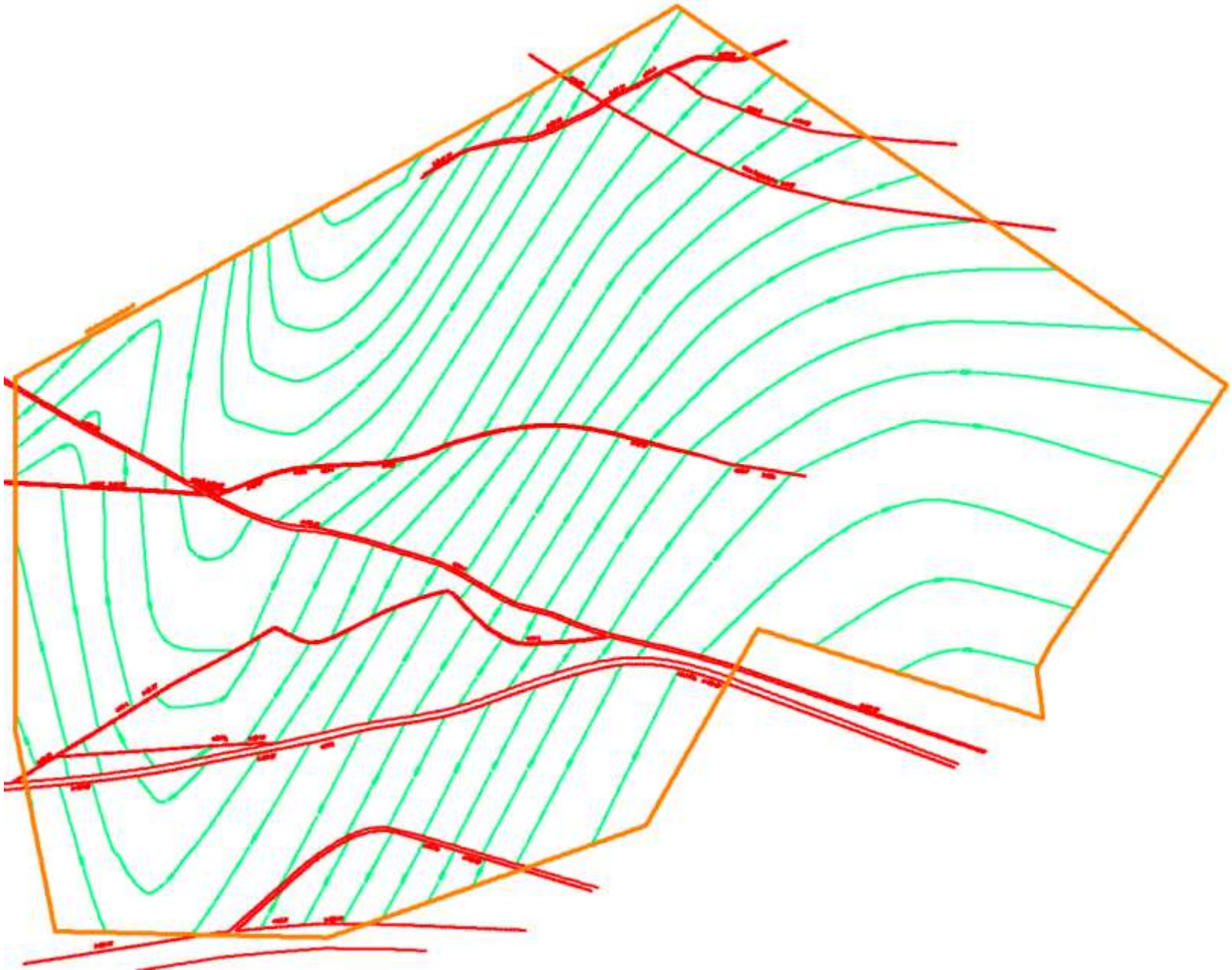




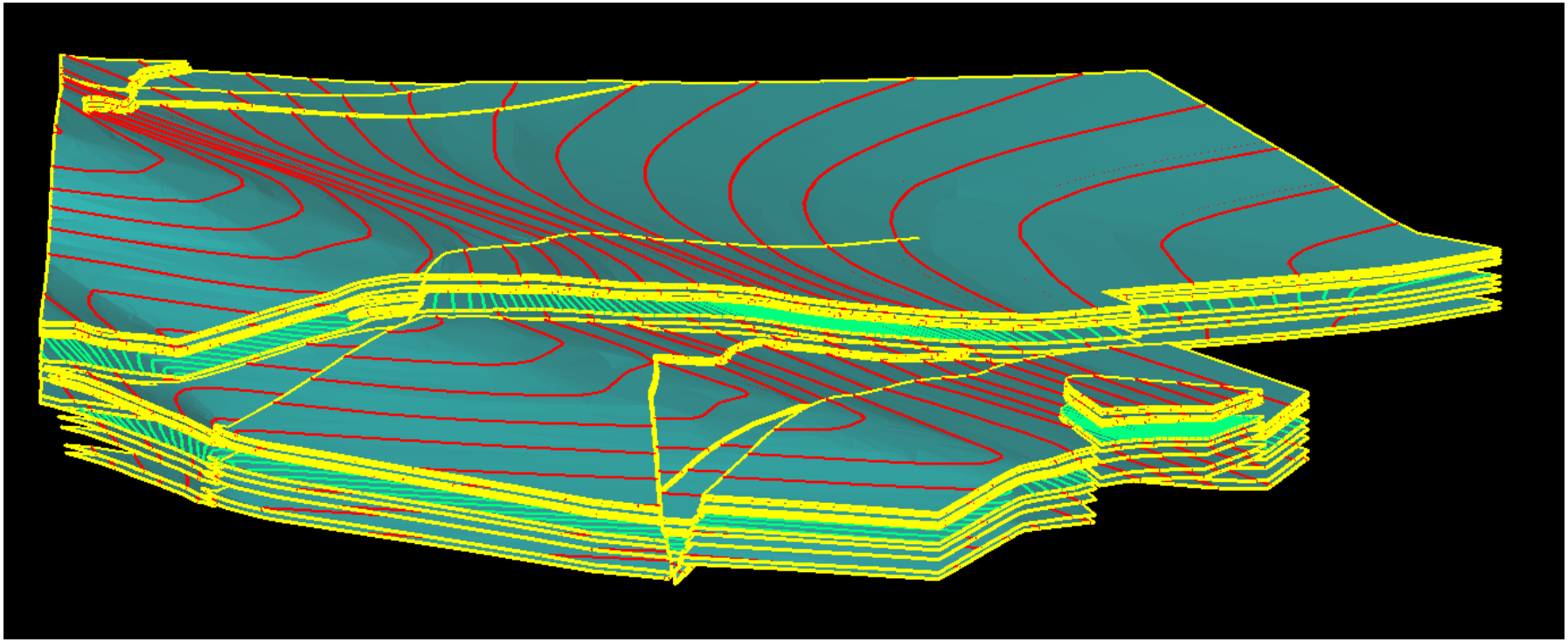
Numeryczny Model Złoża - kriging

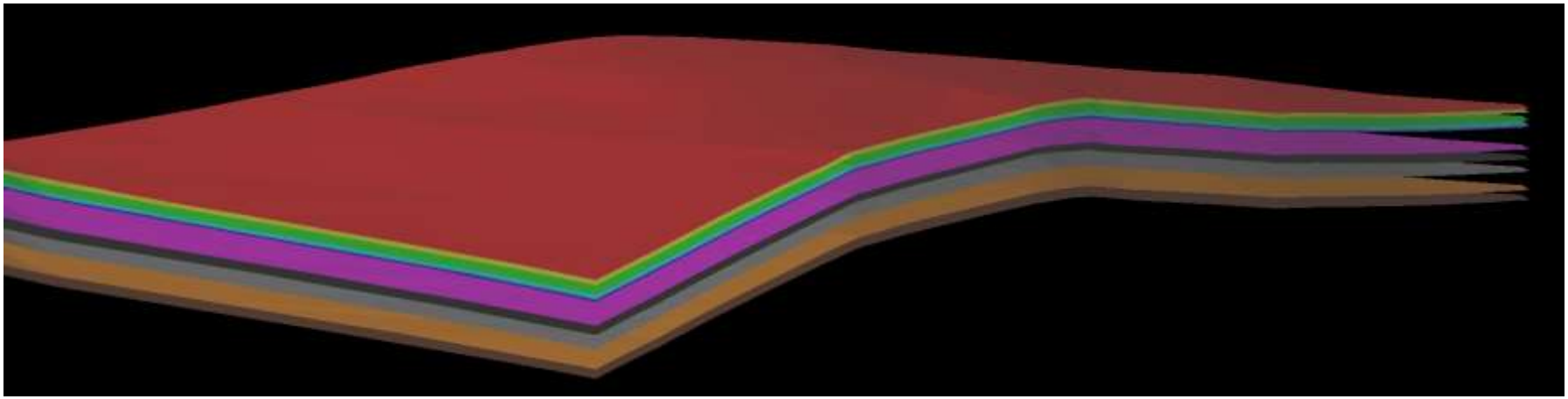


Numeryczny Model Złoża - izolinie

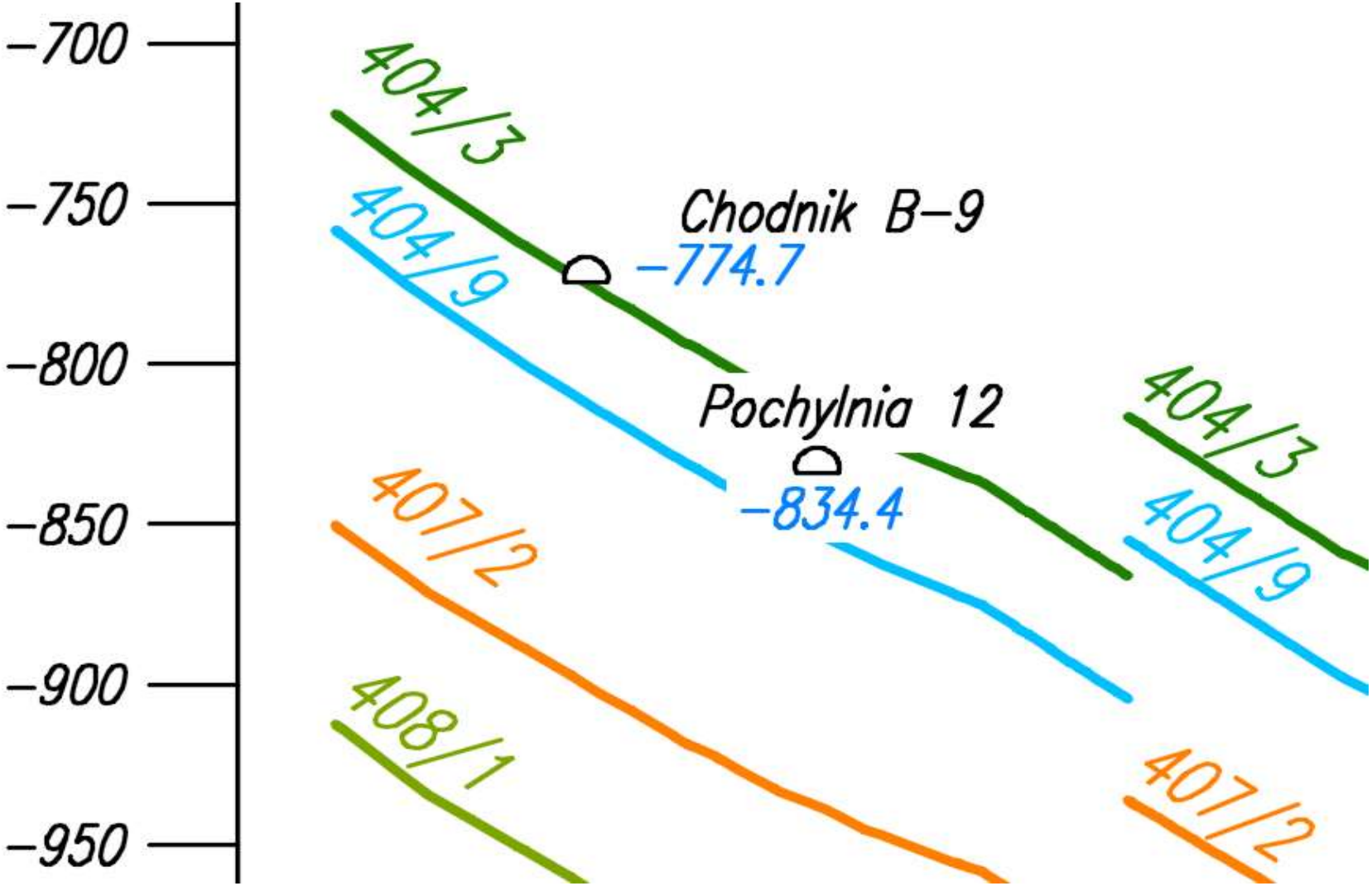


W jednym rysunku może być wiele powierzchni TIN

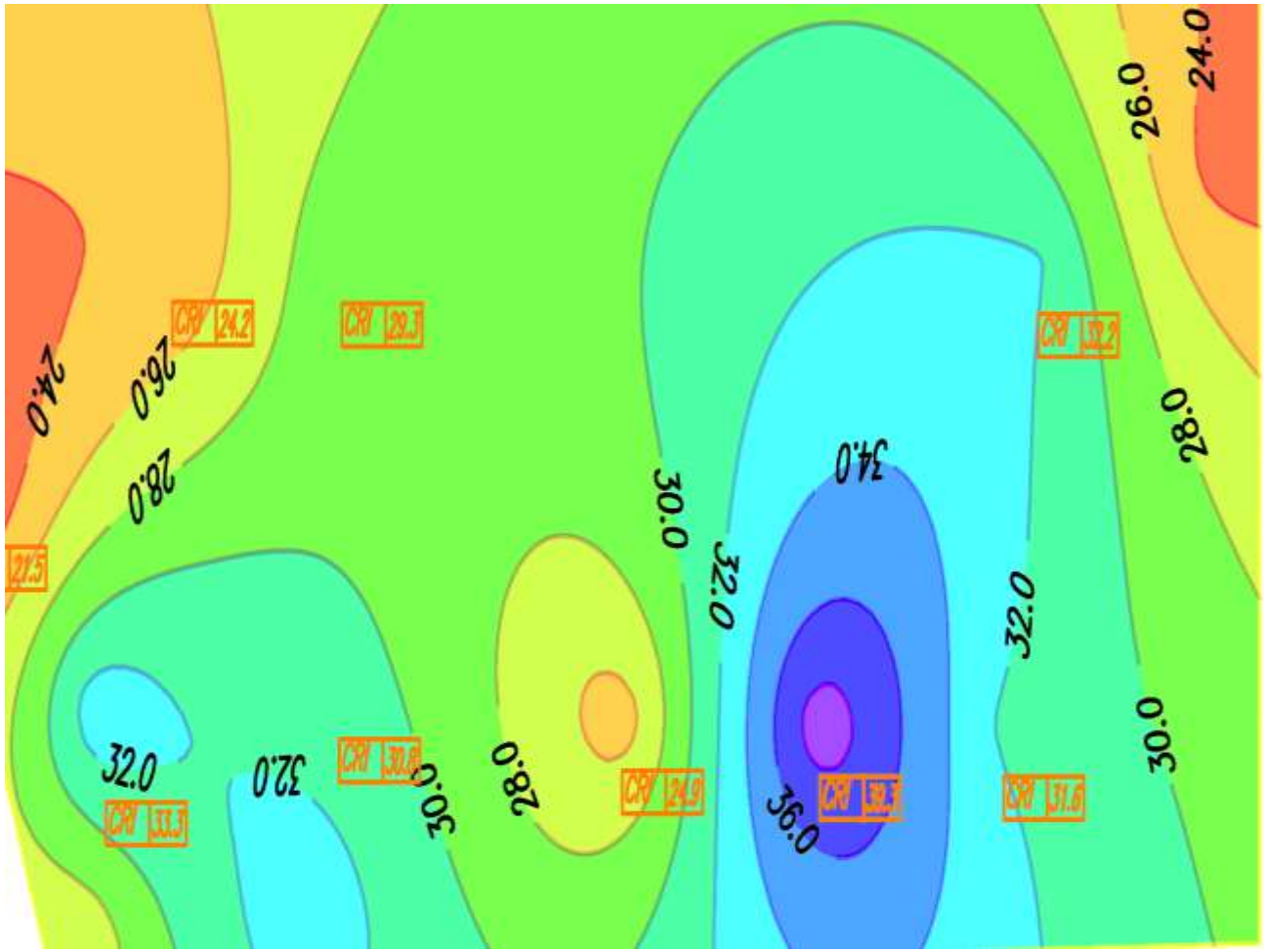




Wykres przez górotwór wzdłuż dowolnej linii



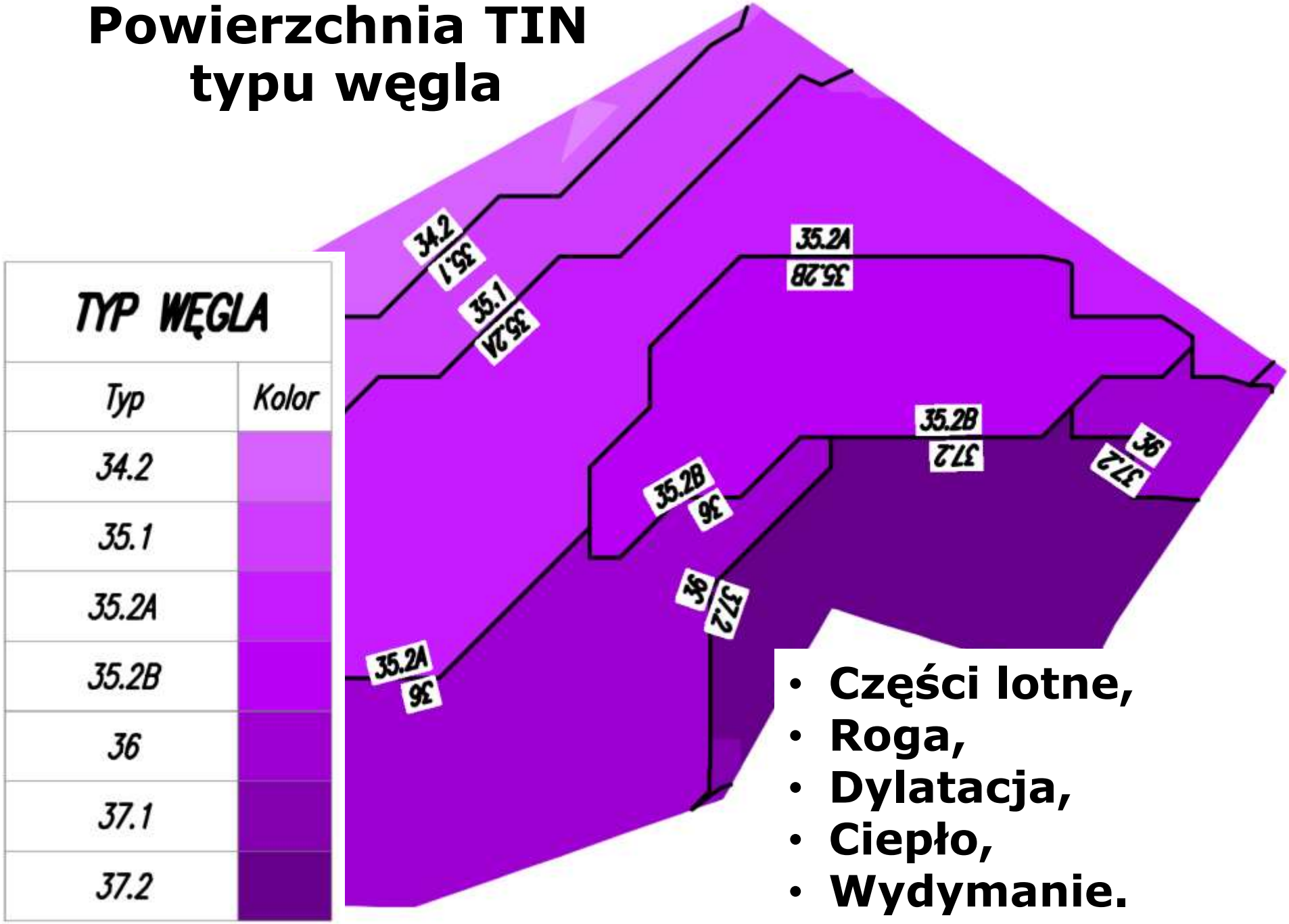
Mapy jakości



CRI			
Numer	Od	Do	Kolor
1	21.5	22.0	
2	22.0	24.0	
3	24.0	26.0	
4	26.0	28.0	
5	28.0	30.0	
6	30.0	32.0	

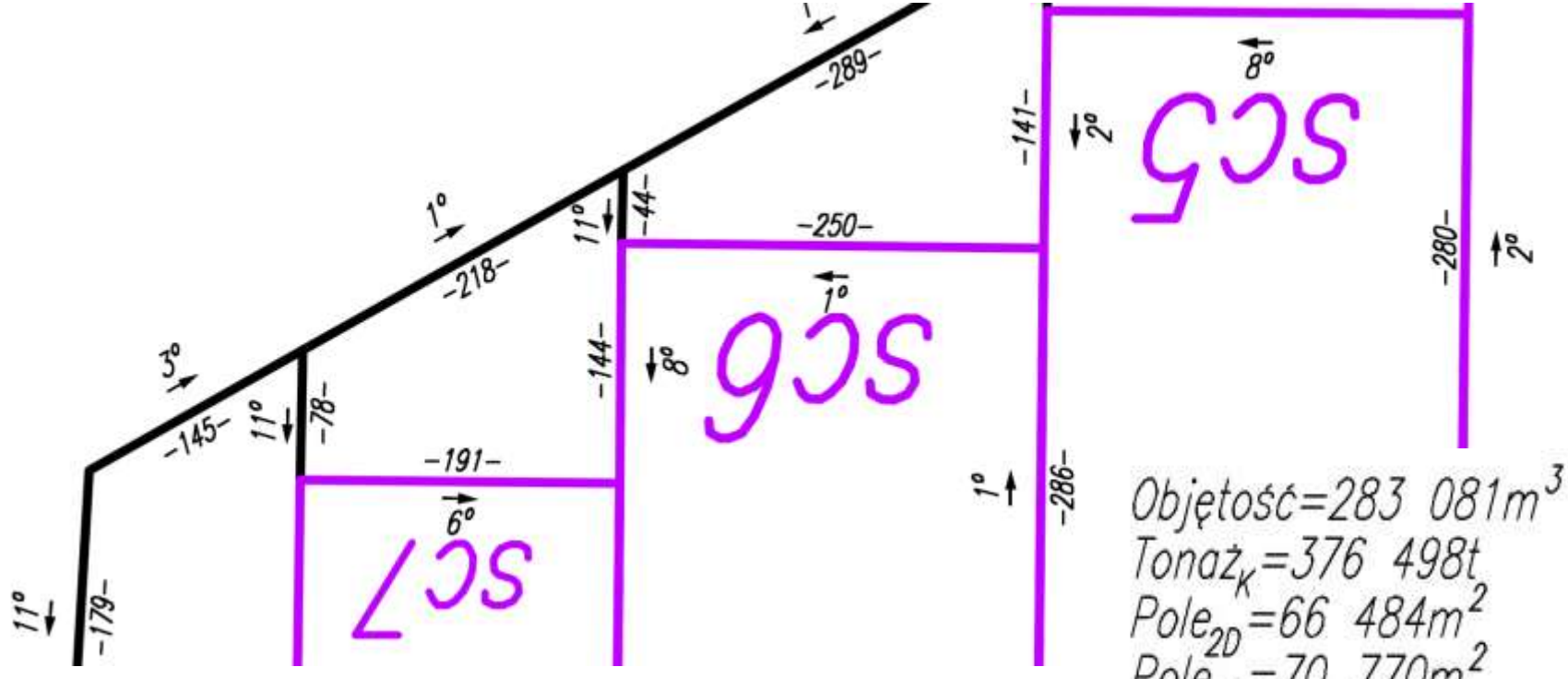
I. Jelonek, M. Poniewiera

Powierzchnia TIN typu węgla



- **Części lotne,**
- **Roga,**
- **Dylatacja,**
- **Ciepło,**
- **Wydymanie.**

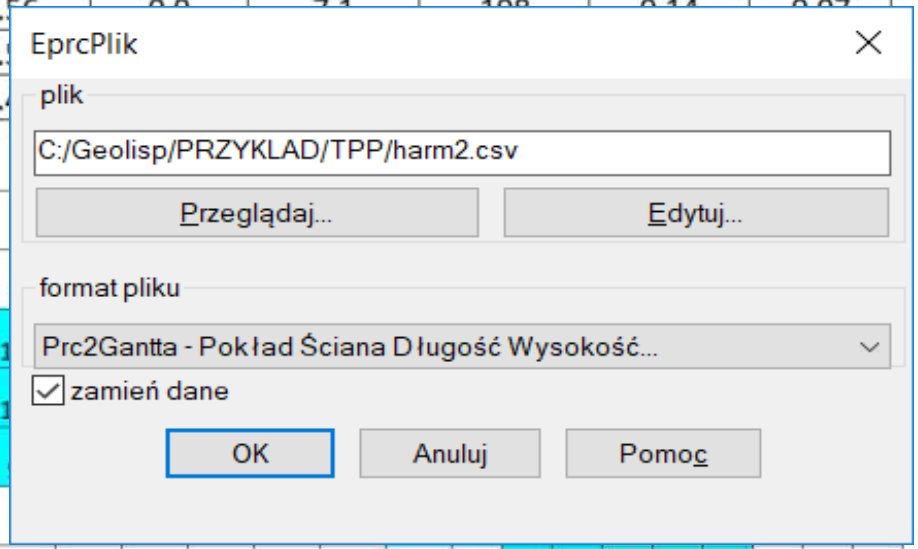
Pobranie danych z powierzchni



Objętość=283 081m^3
Tonaż$_K$=376 498t
Pole$_{2D}$=66 484m^2
Pole$_{3D}$=70 770m^2
Śr. Hsp=590.7
Śr. Upad=20°
Śr. Gęstość=1.33
Śr. Msc Kopaliny=4
Śr. Msc Przerostów=x

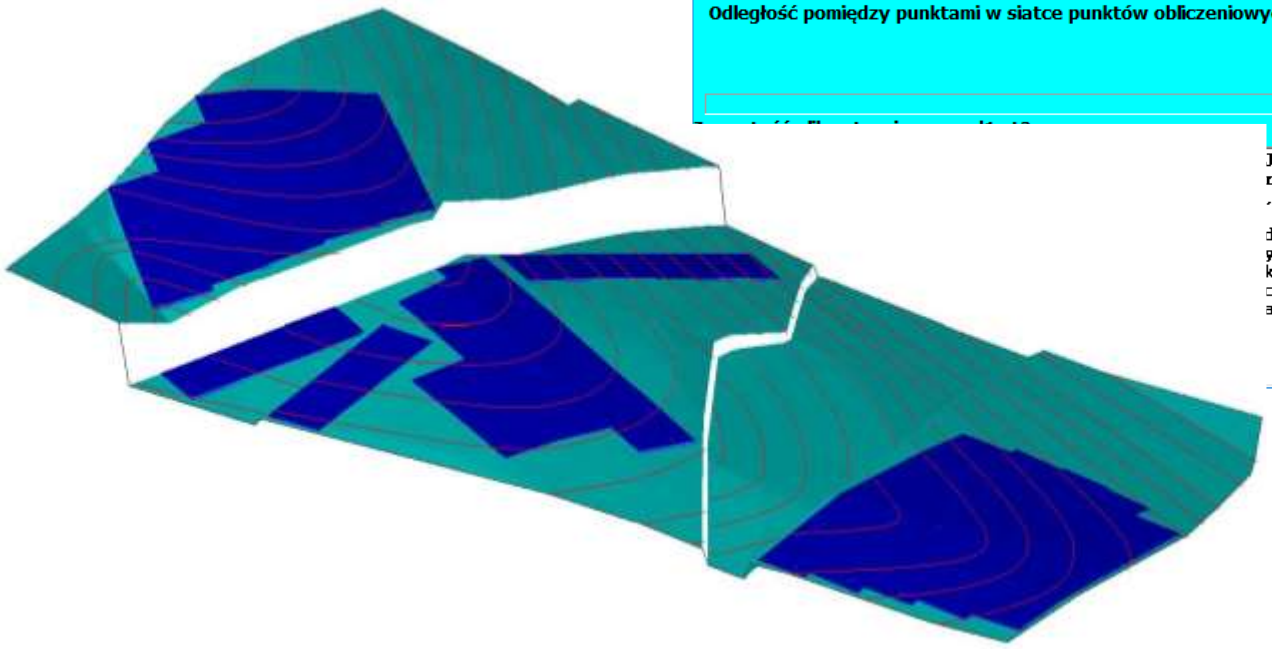
Dane jakościowe z TIN
Raporty parcel: tonaż, jakość
Wykres Gantta

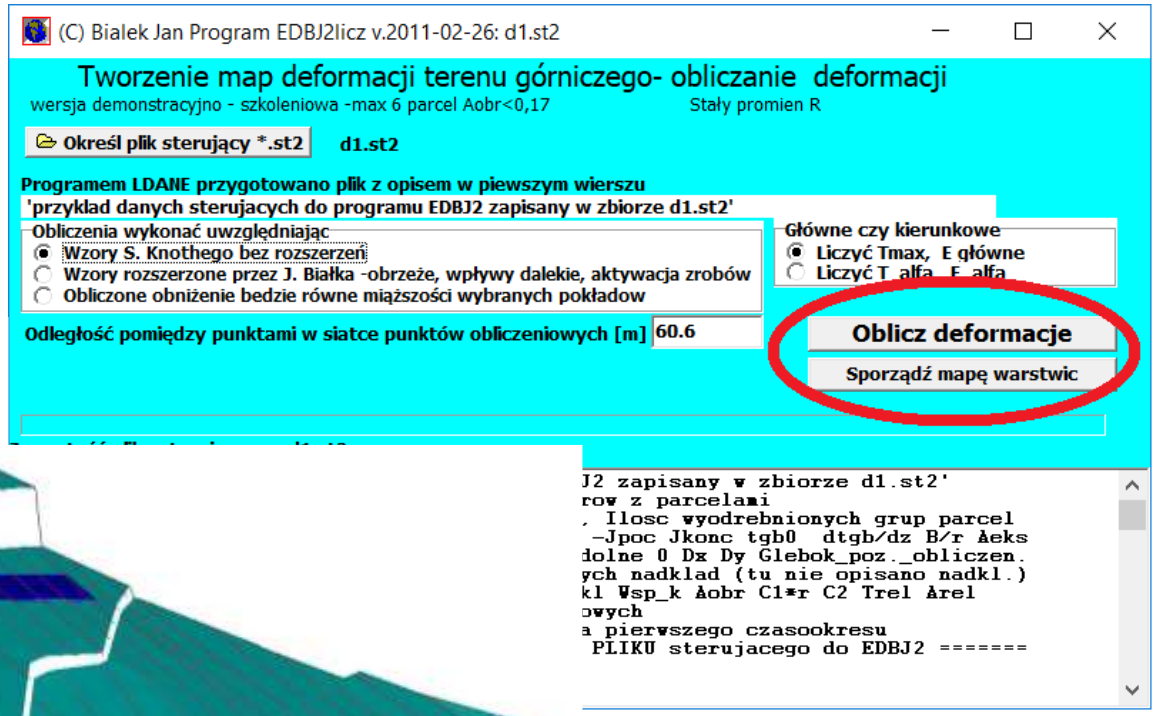
Nazwa ściany	Pokład (seam)	Data rozruchu	Data zakończenia	Zasoby NMZ [t]	Pole (area) [m2]	Miąższość (Thickness) [m]	Zawartość siarki całkowitej (Total sulfur) [%]	Wolne wydymanie (FSI)	Dylatacja (Dilatation)	Opad stropu [m]	Przerosty [m]	k
1	401/1	02-2026	08-2026	637022	269568	1.57	1.2	7.6	114	0.16	0.06	
2	401/1	01-2027	10-2027	966854	407866	1.60	1.1	7.5	143	0.15	0.07	
3	401/1	04-2028	04-2029	1133466	497017	1.57	0.9	7.3	171	0.14	0.07	
4	401/1	05-2029	05-2030	1185467	524928	1.5						
5	401/1	09-2030	10-2031	1141767	528635	1.5						
6	401/1	04-2032	05-2033	1077560	526697	1.4						



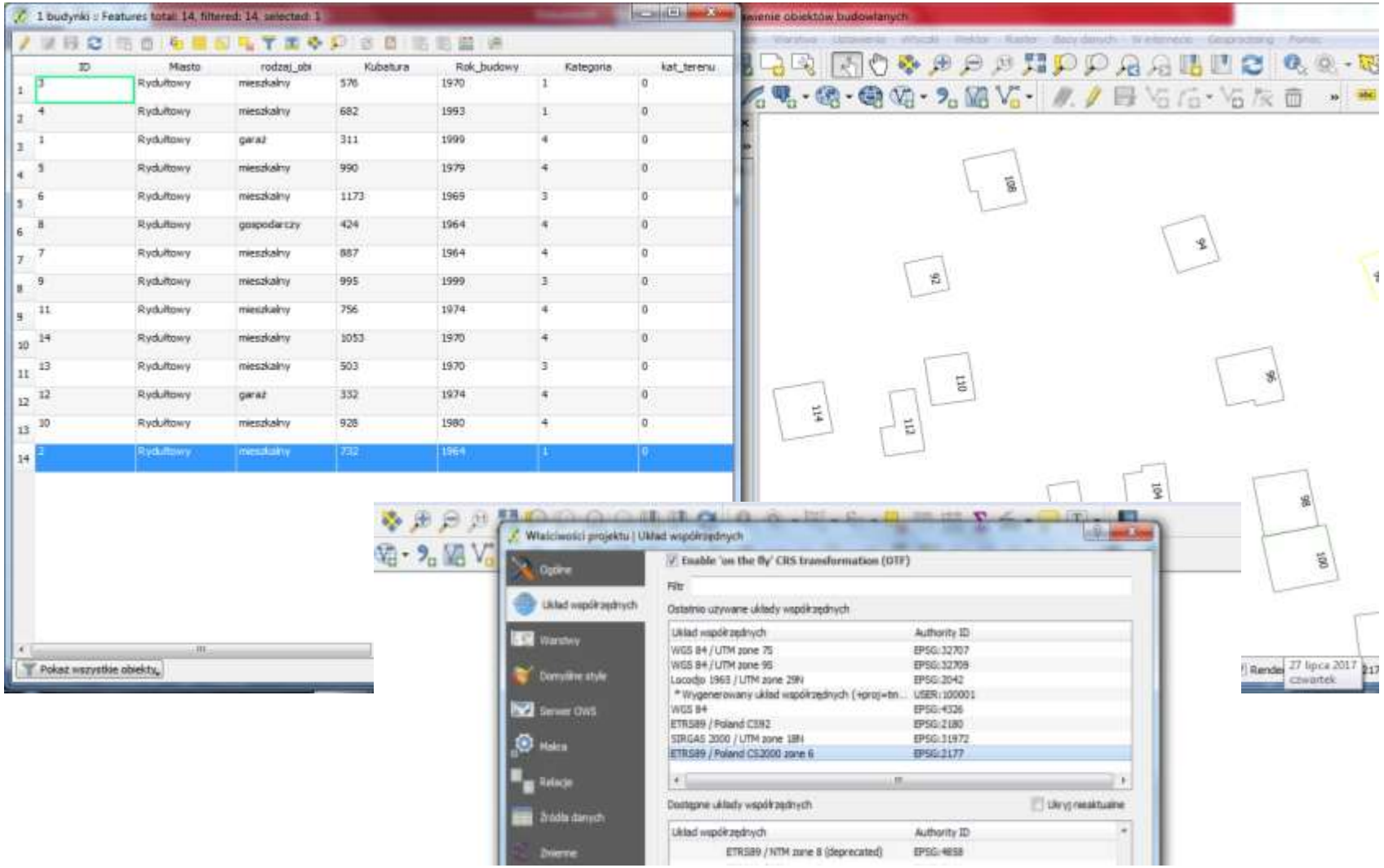
Ściana	Gęstość	Zasoby	2020																							
(nr)	[t/m3]	[tys. t]	1	2	3	4	5	6	7	8																
sc1	1.41	1347.3				112	112	112	112	112	1															
sc2	1.41	1332.9	133	133	133	133	133	133	133	133	1															
sc3	1.41	1029.4							94	94																
sc1	1.35	369.1																								
sc2	1.35	377.8																						76	76	76	76	76
sc3	1.35	98.7														49	49									

Komunikacja programów EDN i Geolisp Wykorzystanie modelu złoża zwiększa dokładność obliczeń prognostycznych

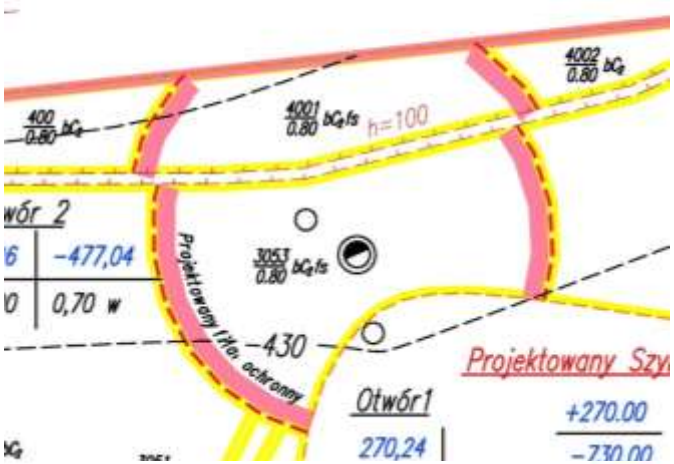


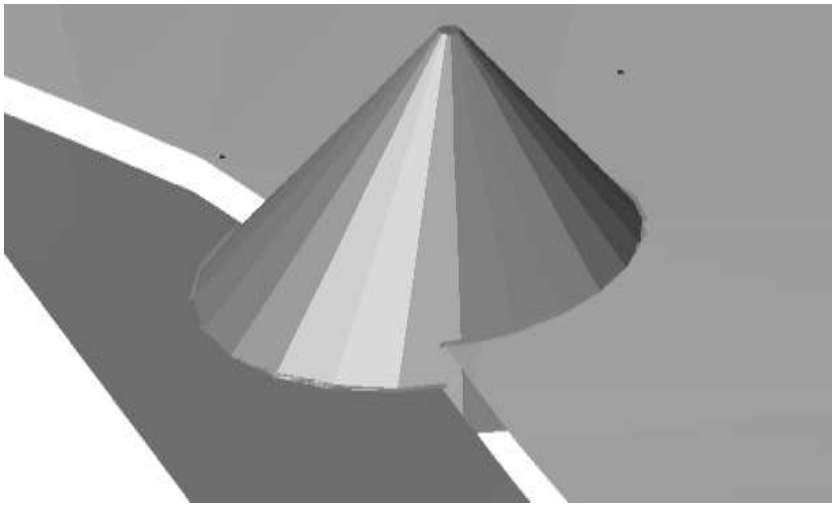


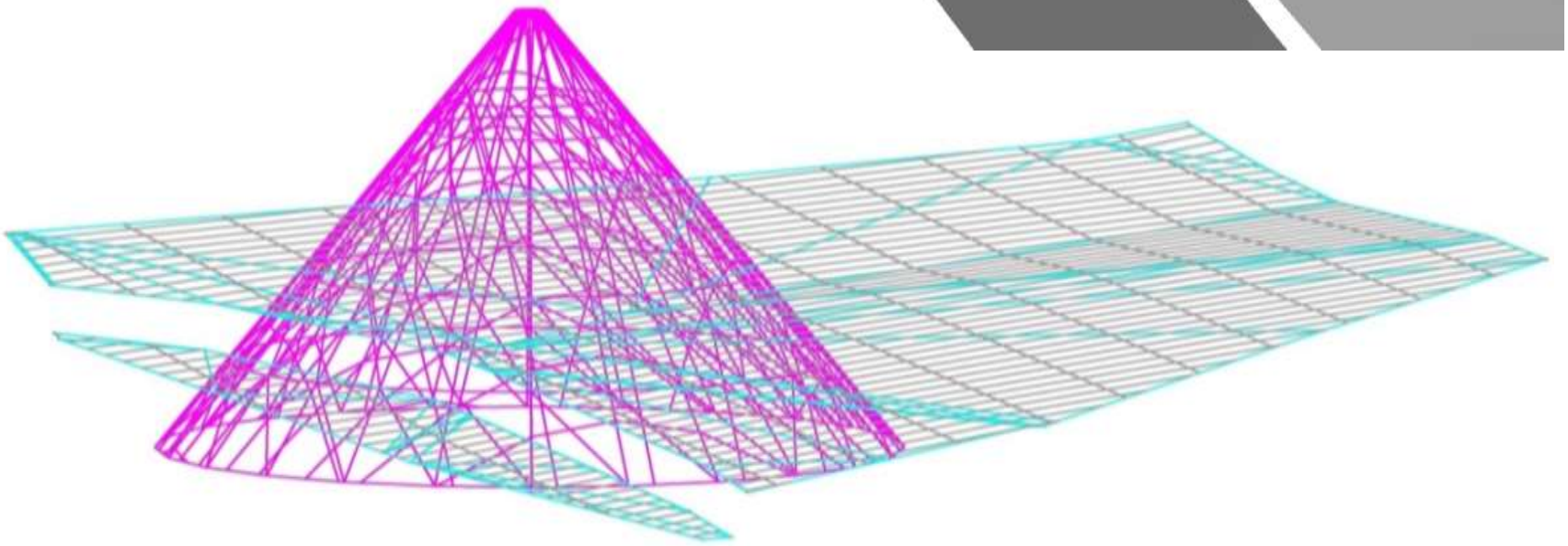
Przypisanie budynkom kategorii odkształceń w baza danych o obiektach budowlanych QGis



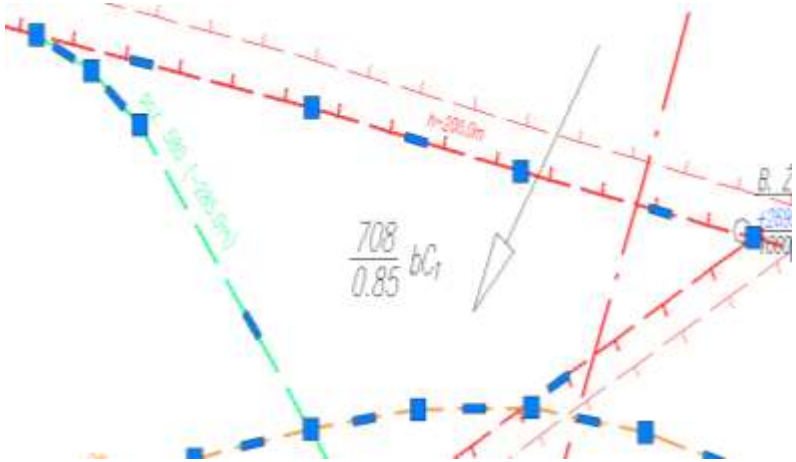
Powierzchnia objętościowa
Wyznaczenie granic filara ochronnego

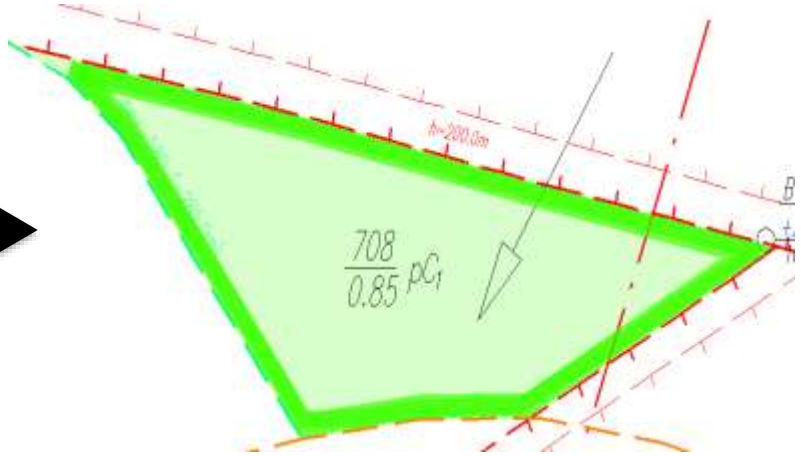


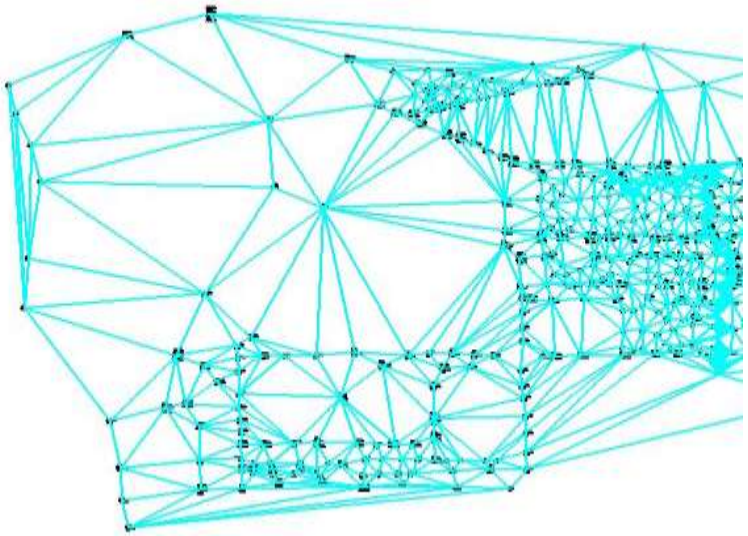


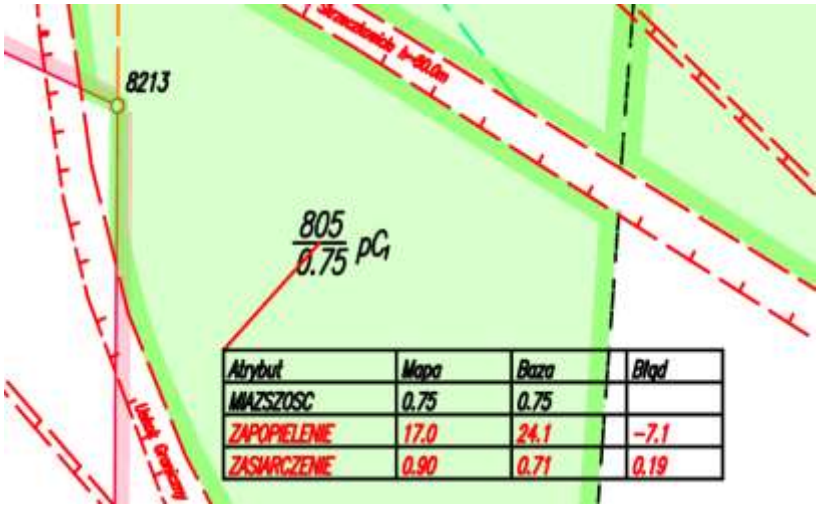


Opracowanie parcel geologicznych



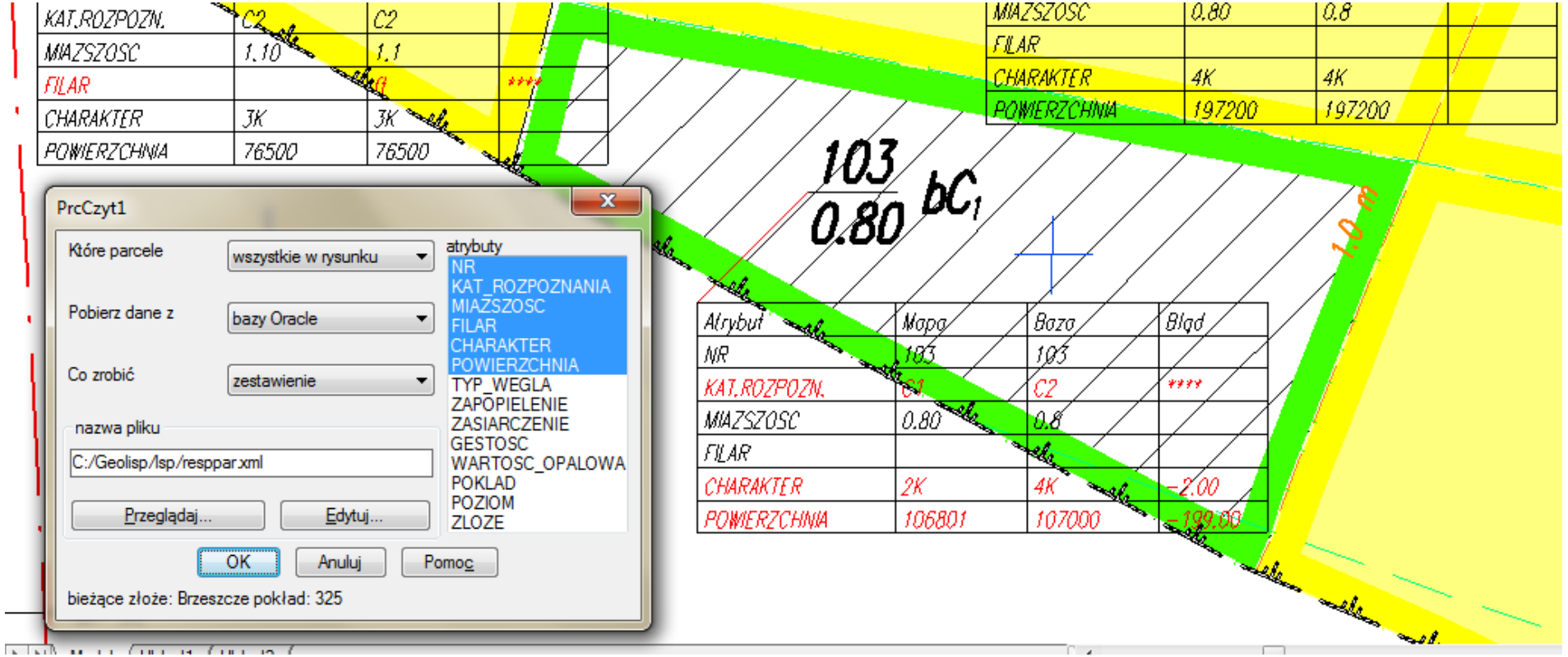




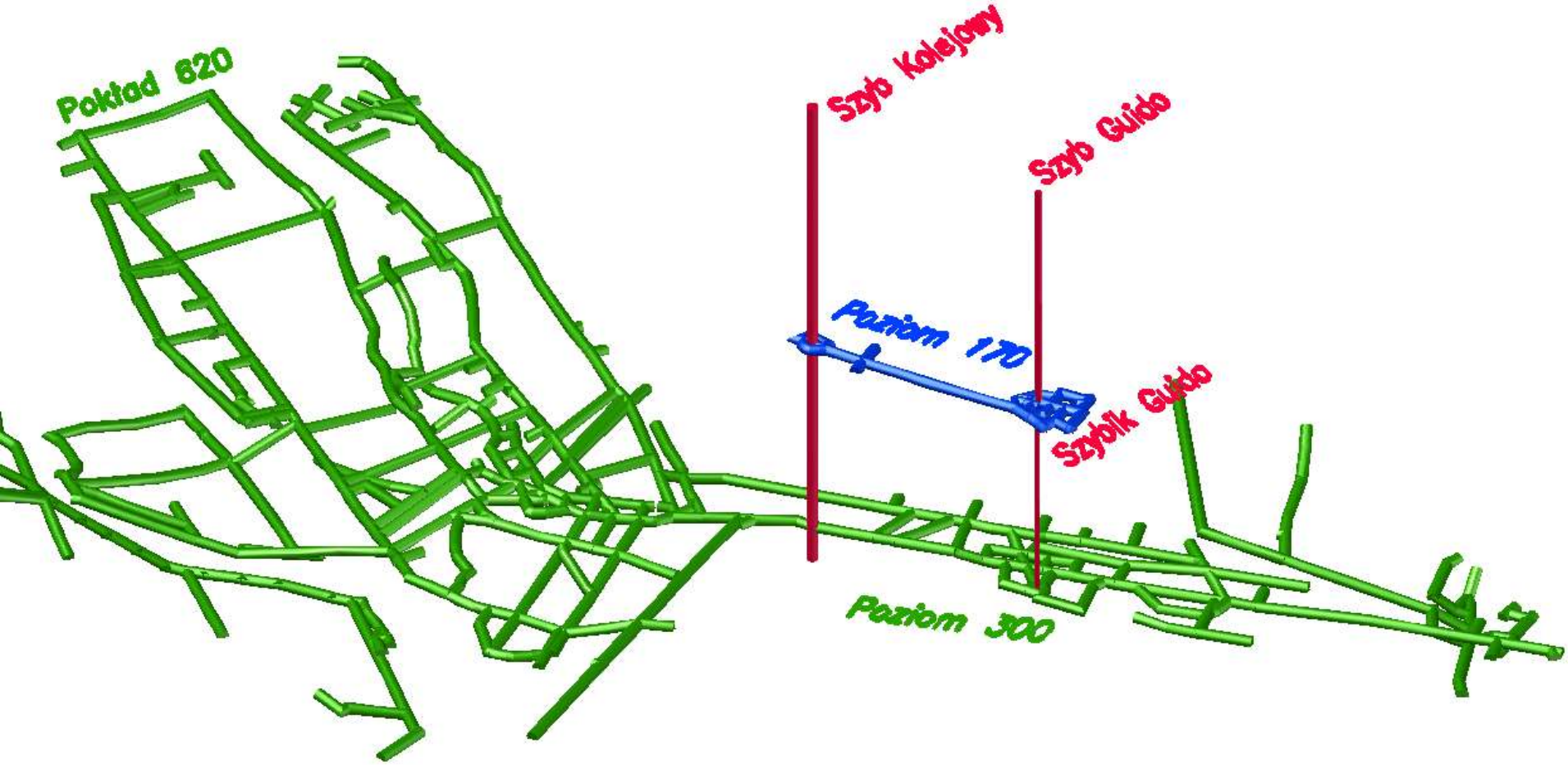


Porównanie z bazą Oracle, Igzop, TG-ZOP
Raport parcel

B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O
NR	MIAZSZOSC	BILANSOWE	KAT_ROZP_OPIS	KAT_ROZP_NR	OPIS1	OPIS2	FILAR	CHARAKTER	STRATY	POWIERZCHNIA	TYP_WEGLA	ZAPOPIELENIE	ZASIARCZE G
804	1.3	p	C	1				3K		1 948 004	34.2	17	9
504	1.2	b	C	1				2K		179 452			
702	1.05	b	C	2				2K		12 410			
502	0.75	p	C	1				4K		22 083			
822	1.35	b	C	1				2K		126 962	34.2	16	7
821	1.35	p	C	2				3K		48 244	34.2	17	9
820	1.55	b	C	1				2K		228 793	34.2	22	8
819	0.9	p	C	1				4K		345 902	34.2	23	9

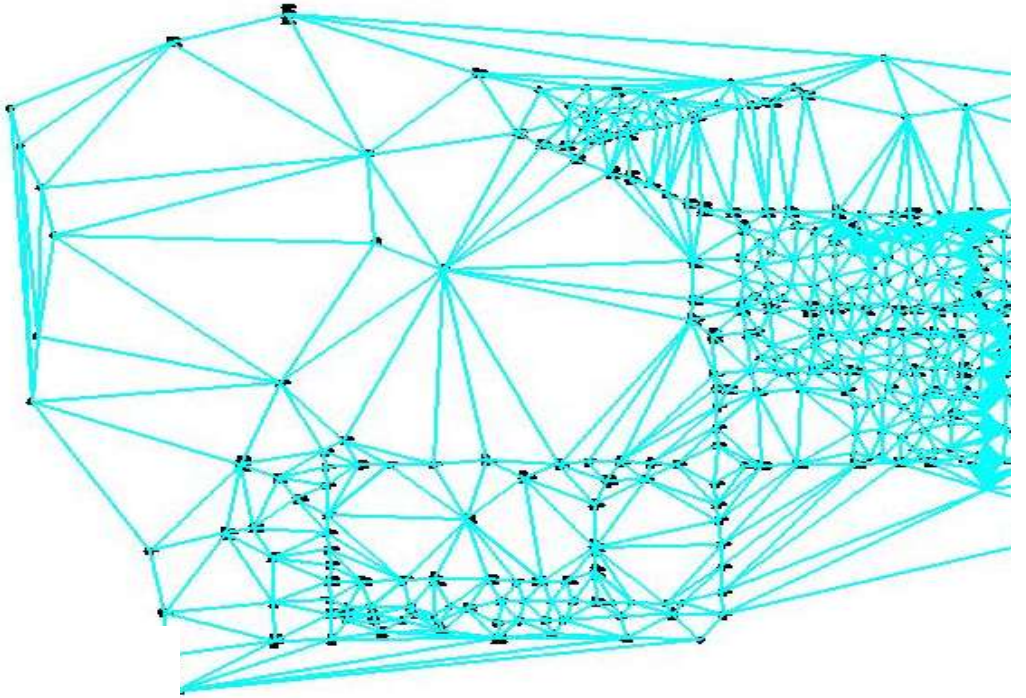


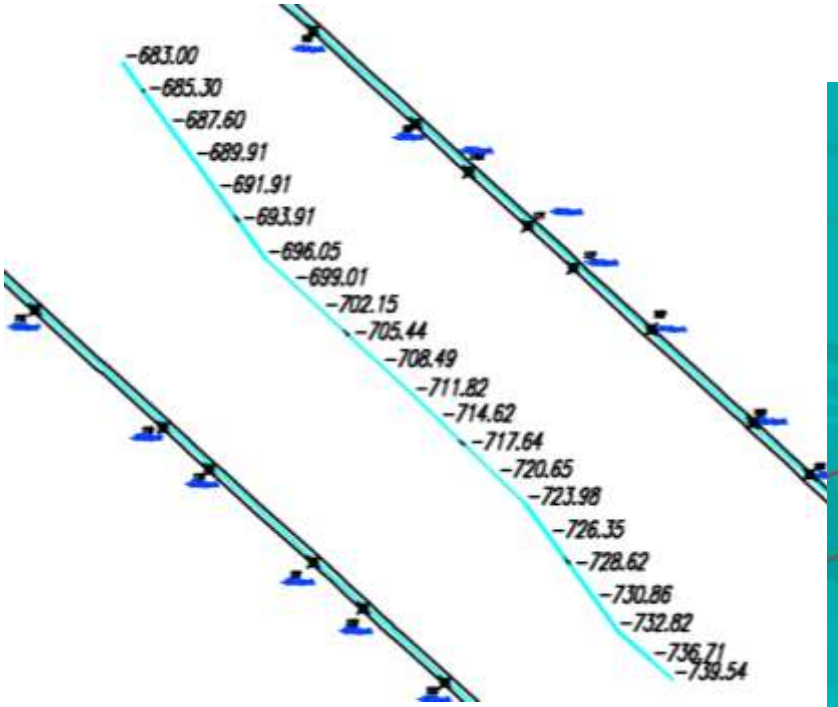
Przestrzenny model wyrobisk górniczych

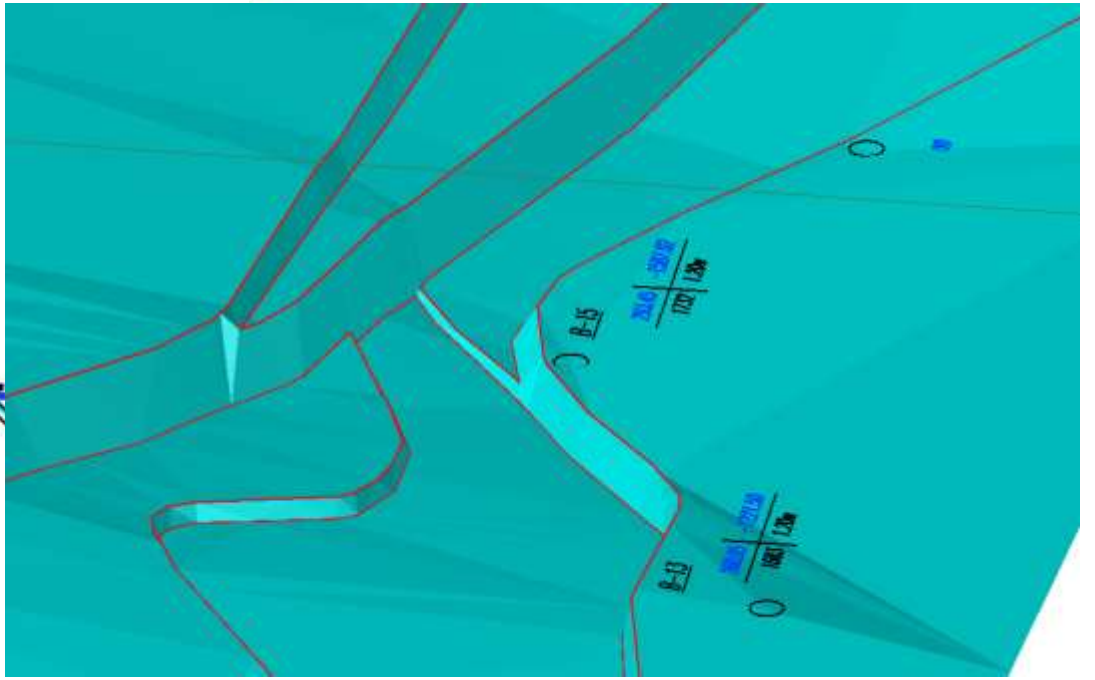


na podstawie Numerycznego Modelu Złoża

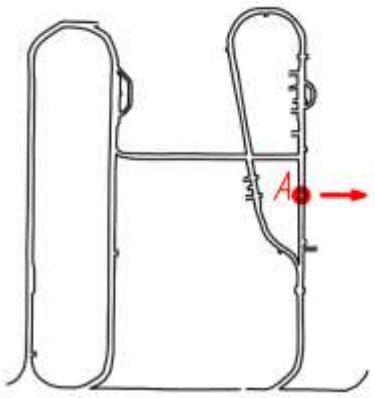
- **Import z np. Mine-Scape**
- **Osie możemy zrzutować na siatkę trójkątów odwzorowujących pokład**







Projektowanie wyrobisk



TpDl

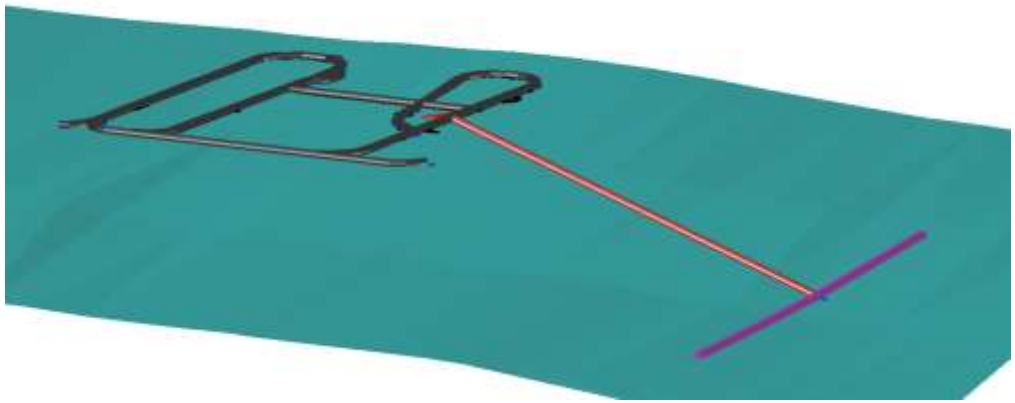
Długość 3D	340.06
Nachylenie	-20
Azymut	0.000
Z pocz	-599.54
Z końca	-715.84

Powierzchnia

SPAG

OK | Anuluj | Pomoc

Nach. od -89.41 do -13.87



OpRzut

nadać Z na podstawie	SPAG
co zrobić	Rzędna punktu z powierz.
które obiekty	Wskazane
Wynikiem będzie	Polilinia 3d

warstwy

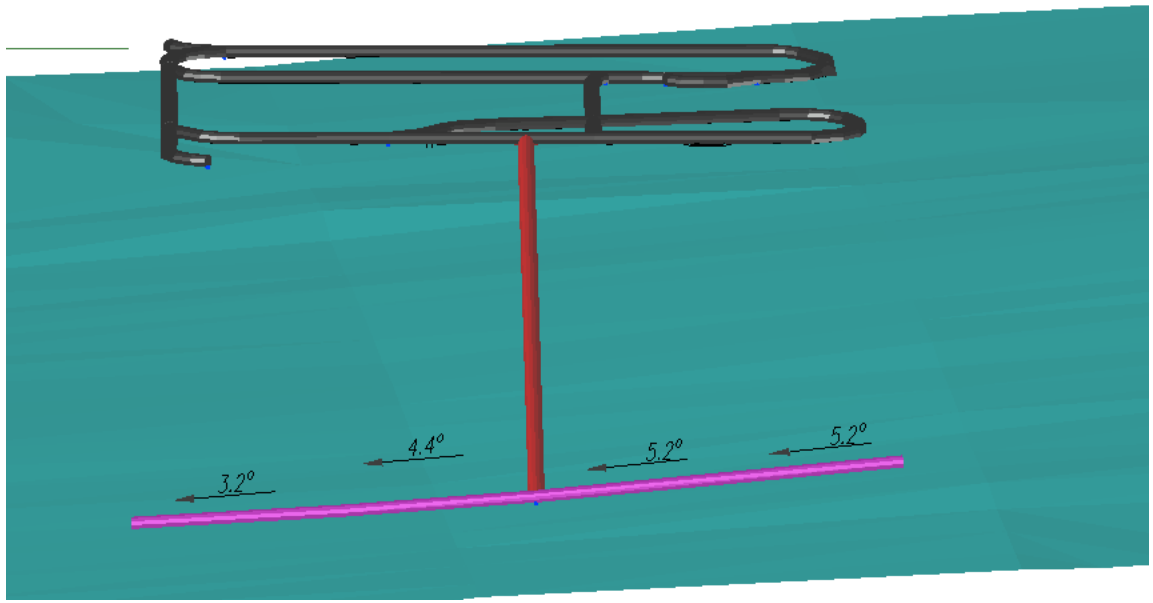
*

*

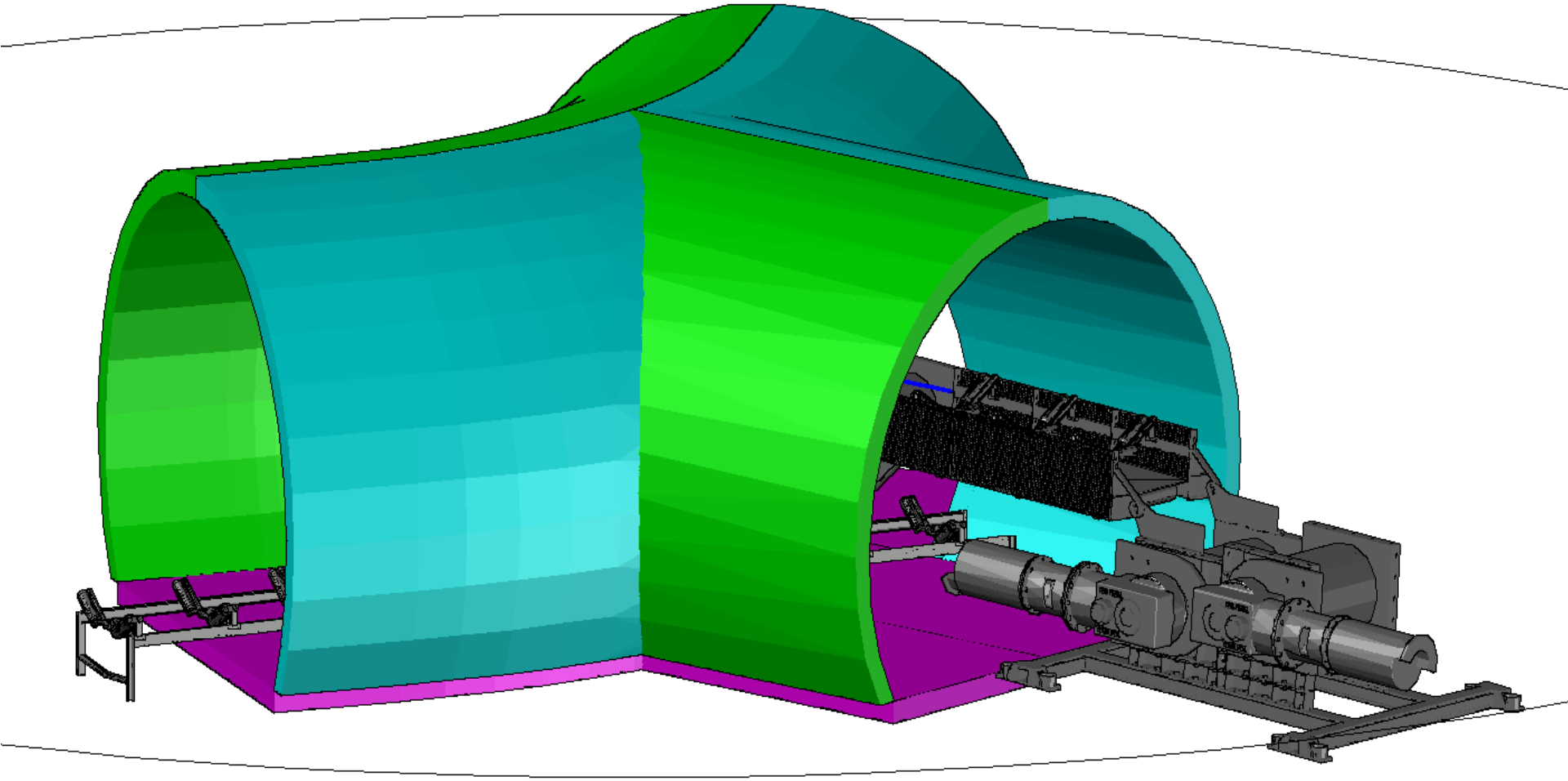
☑ wstaw pkt. pośrednie odcinek 100

☑ uprościć oś

Akt. atrybut ☐1 ☐2 ☐3 ☐4 ☐5 ☐6

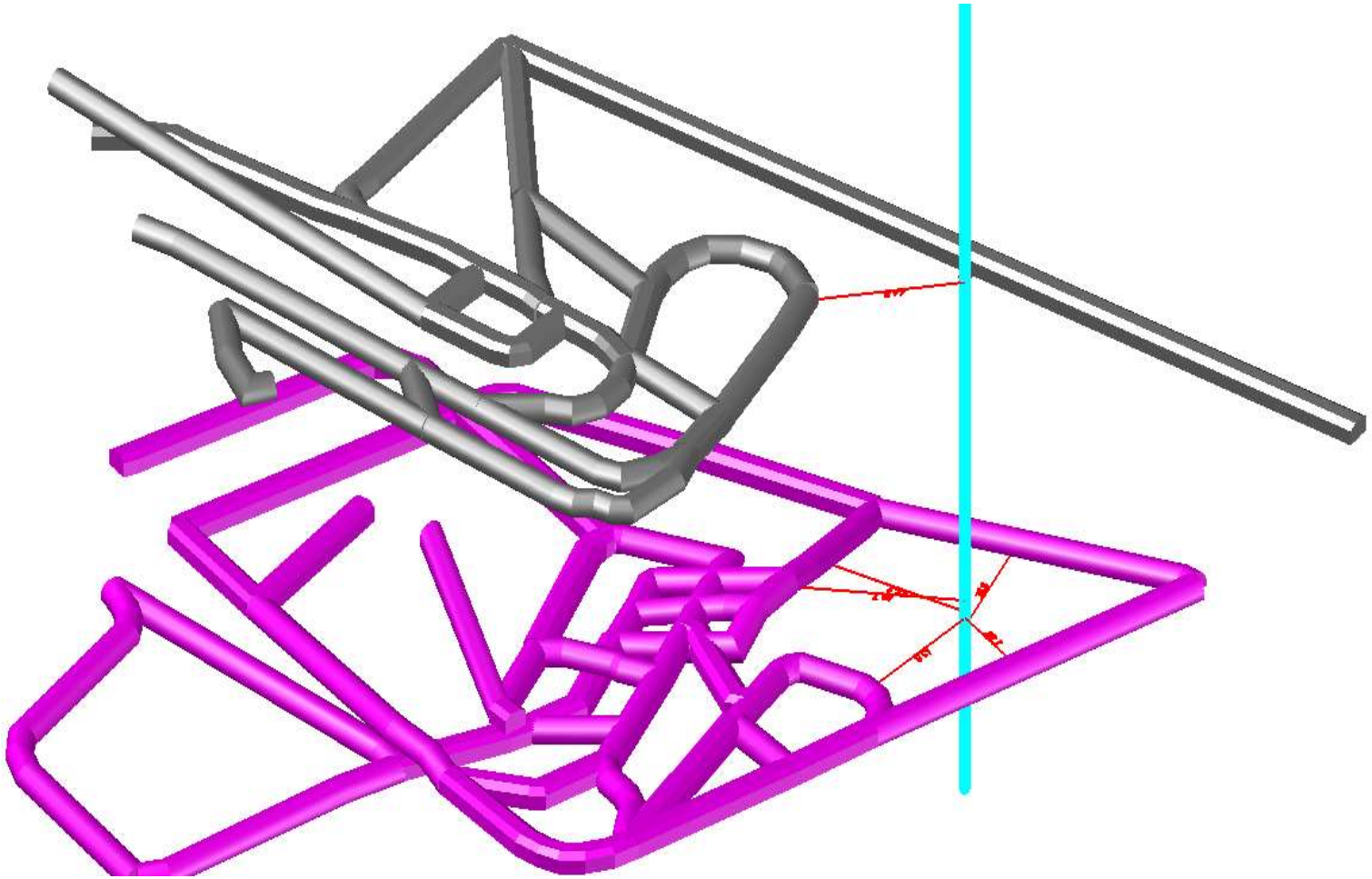


Wizualizacja tam i urządzeń

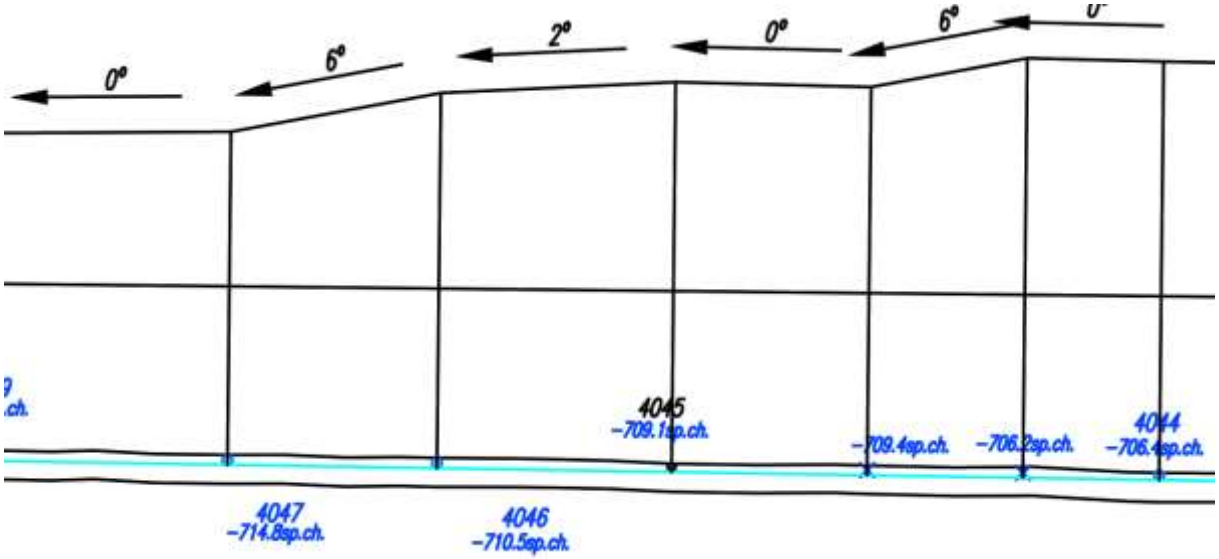


(rys. Dariusz Owczarek)

Znalezienie obiektów położonych w określonej odległości od planowanego otworu wiertniczego



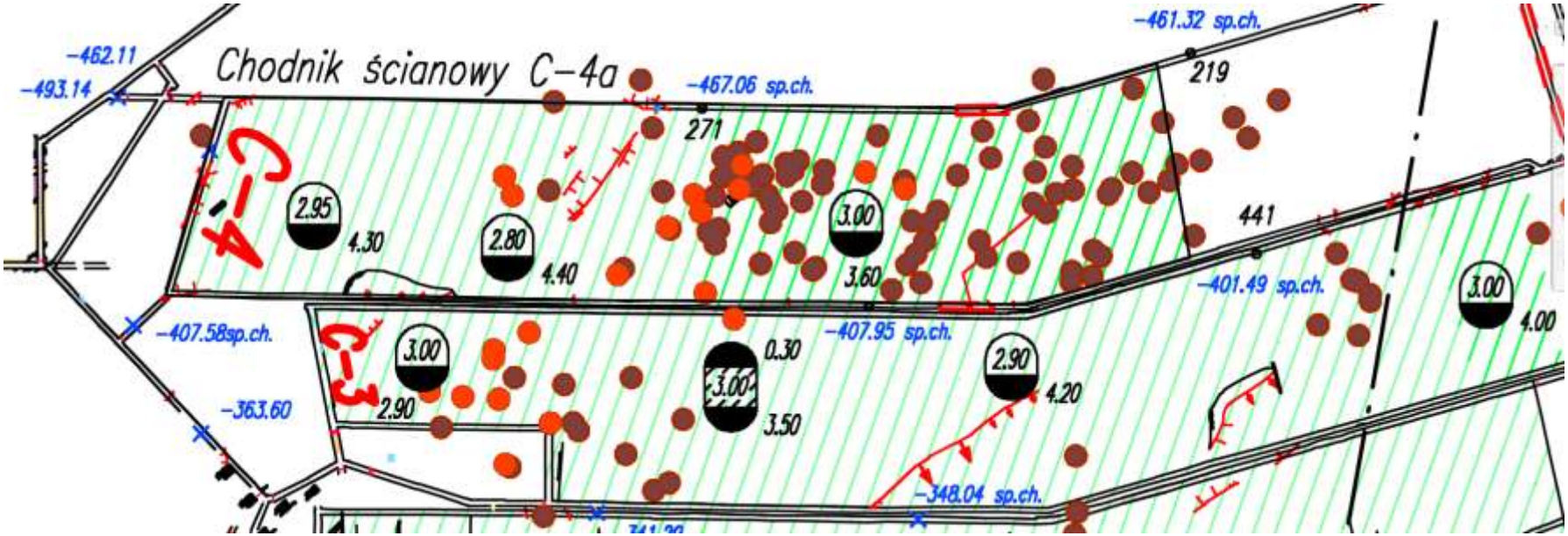
Kład wyrobiska

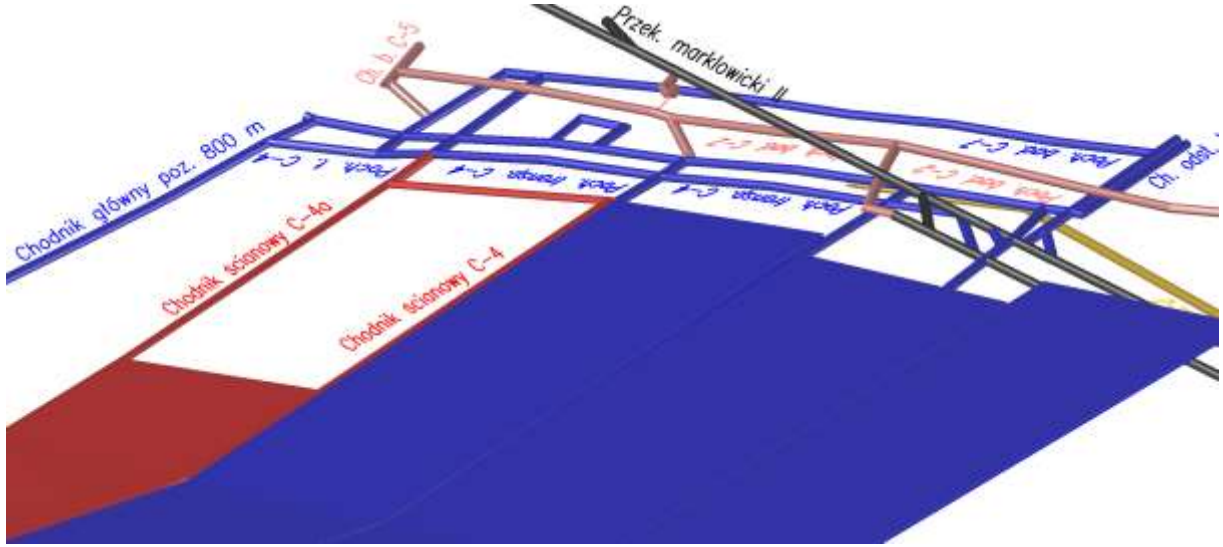


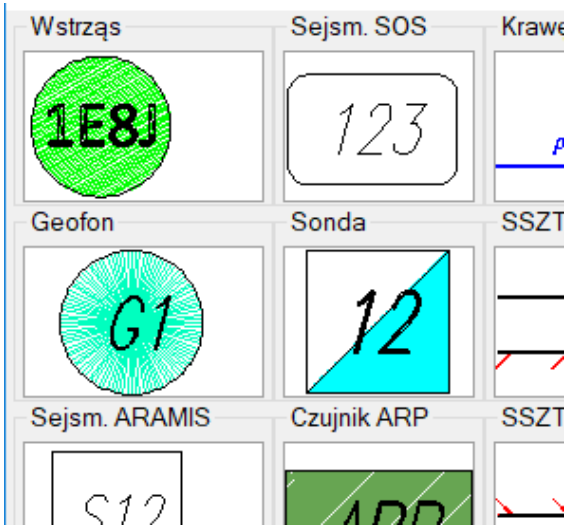
Wymiarowanie ściany



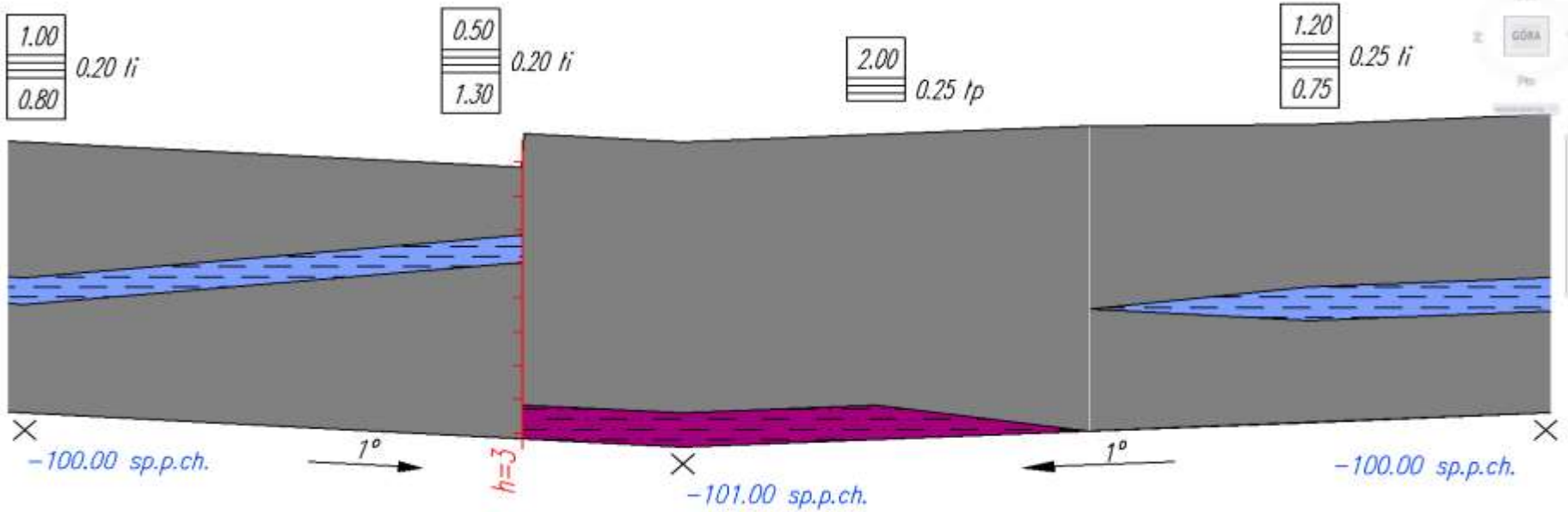
Moduł dla działu tąpań

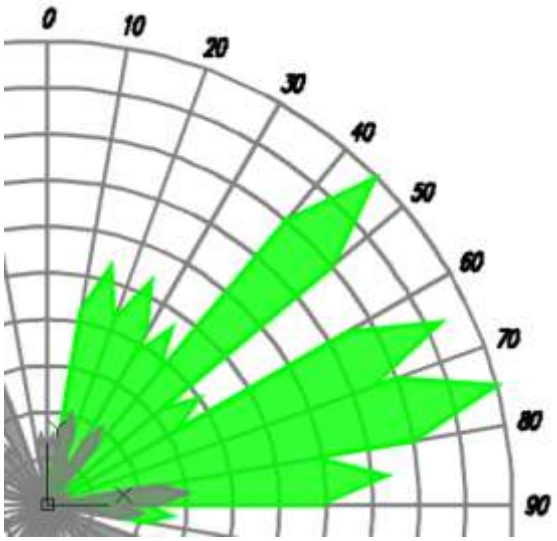


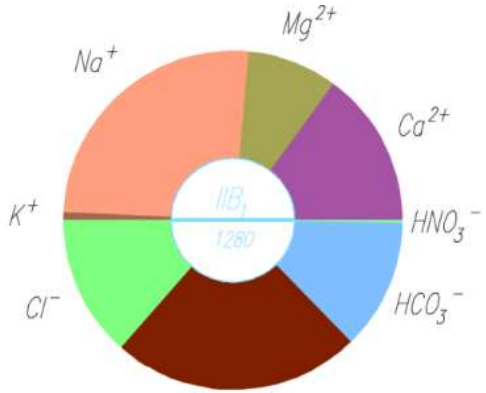


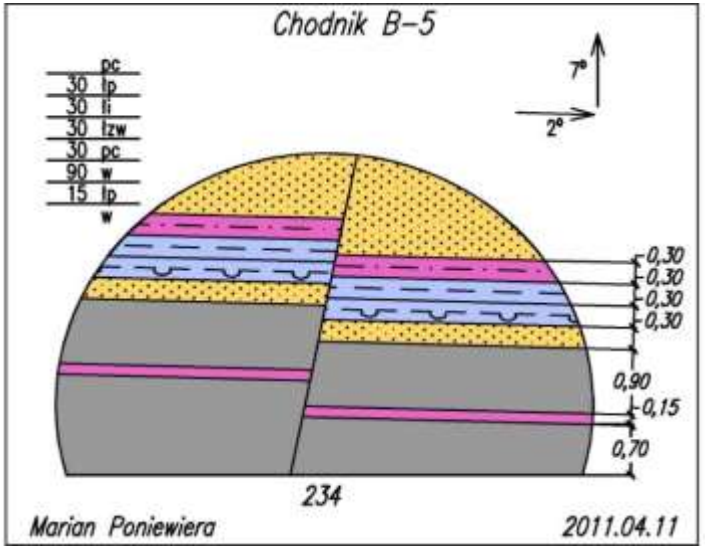


Narzędzia geologiczne



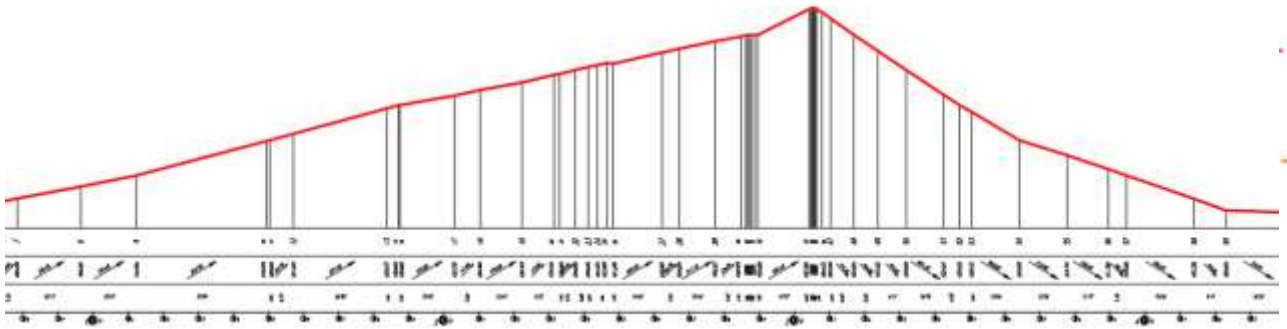


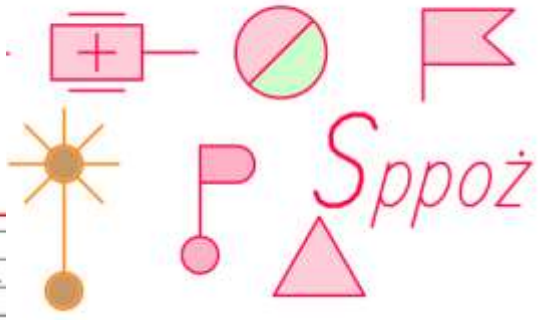


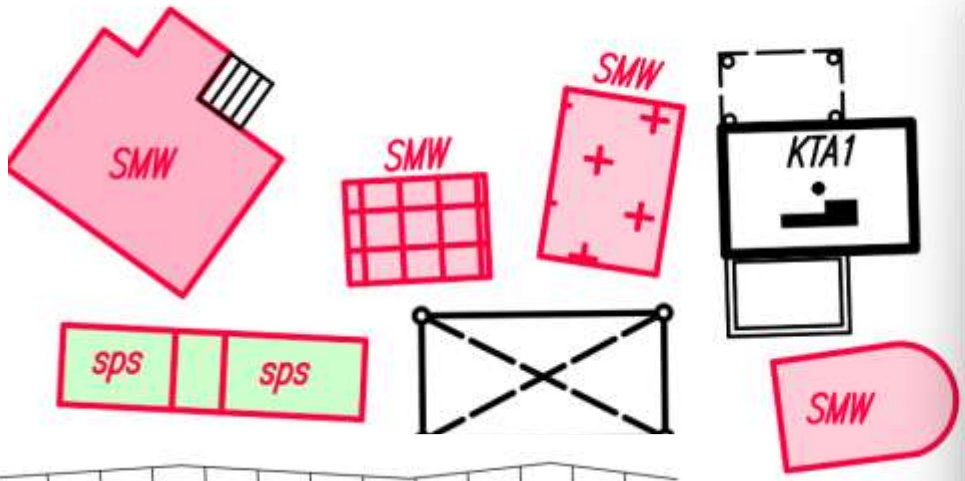


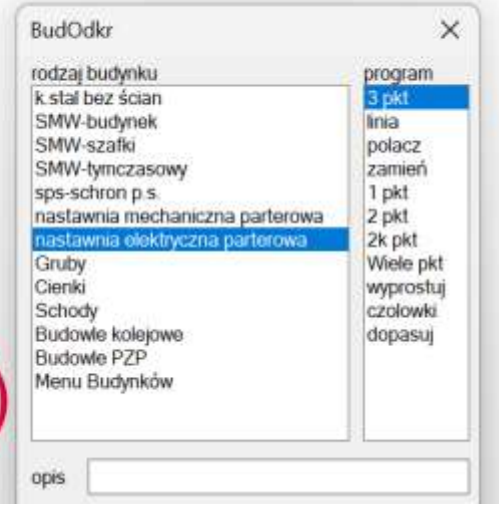
Odkrywki

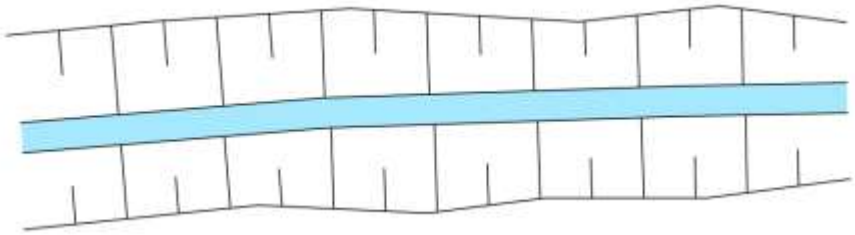





Sppoż


SMW
SMW
SMW
KTA1
sps
sps
SMW

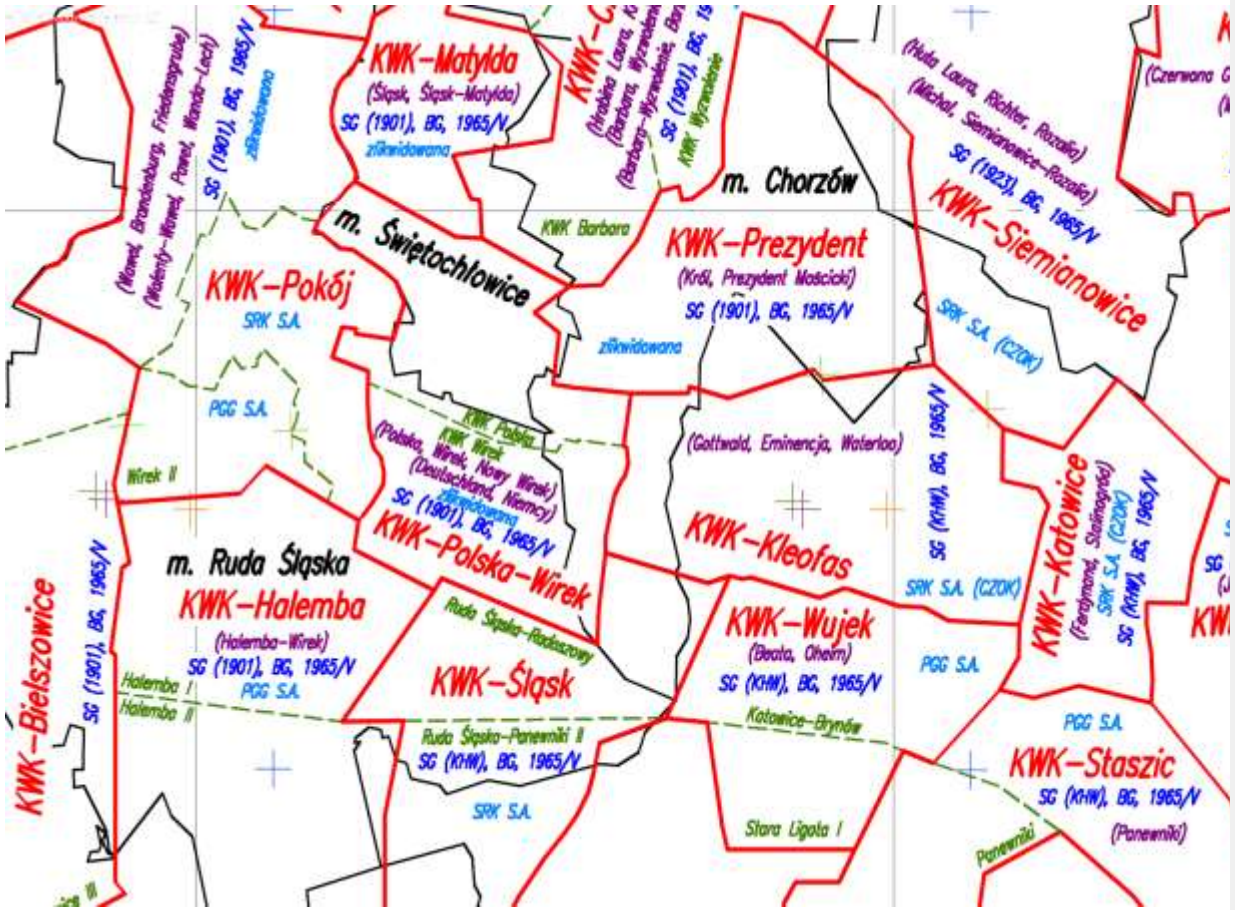

BudOdkr
rodzaj budynku
k.stal bez ścian
SMW-budynek
SMW-szafki
SMW-tymczasowy
sps-schron p.s.
nastawnia mechaniczna parterowa
nastawnia elektryczna parterowa
Gruby
Cienki
Schody
Budowle kolejowe
Budowle PZP
Menu Budynków
program
3 pkt
linia
polacz
zamień
1 pkt
2 pkt
2k pkt
Wiele pkt
wyprostuj
czolowki
dopasuj
opis





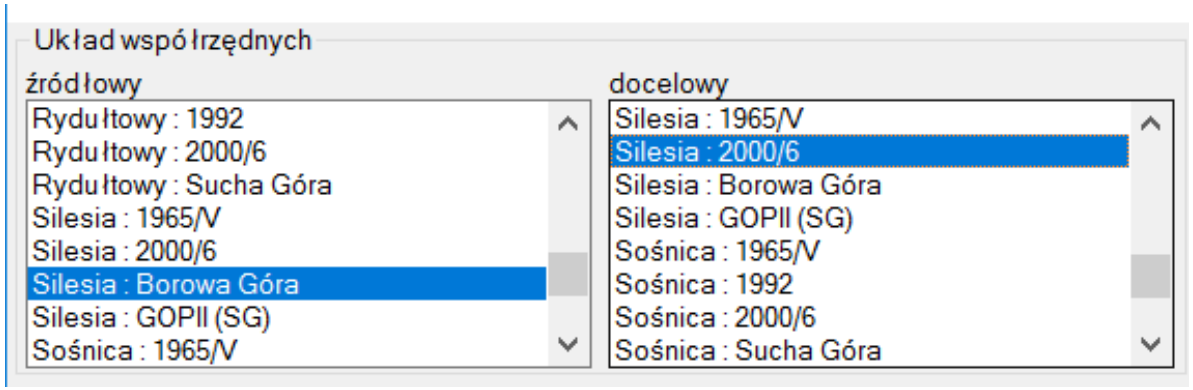
Transformacja współrzędnych

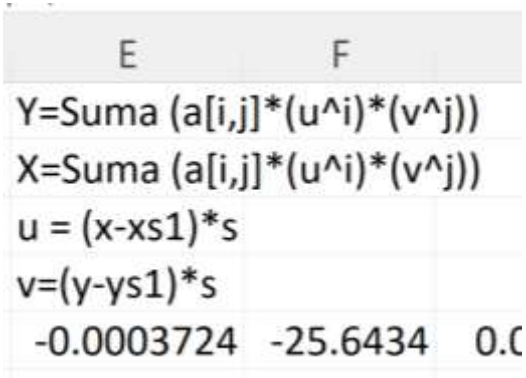
1118 plików ze współczynnikami dla 238 kopalń MS Excel, ArcView, QGIS, CAD dla Państwowego Instytutu Geologicznego



KWK-Centrum_1965-5_1992.par
KWK-Halemba_2006_SuchaGora.par
KWK-Halemba_Borowa_1965-5.par
KWK-Halemba_Borowa_1992.par
KWK-Halemba_Borowa_2006.par
KWK-Halemba_SuchaGora_1992.par
KWK-Halemba_SuchaGora_2006.par
KWK-Jan-Kanty_1965-5_1992.par
KWK-Jan-Kanty_1965-5_2006.par
KWK-Jan-Kanty_1965-5_Borowa.par
KWK-Jan-Kanty_1992_1965-5.par
KWK-Jan-Kanty_1992_2006.par
KWK-Jan-Kanty_1992_Borowa.par
KWK-Jan-Kanty_1992_KUL.par
KWK-Jan-Kanty_2006_1965-5.par
KWK-Jan-Kanty_2006_1992.par
KWK-Jan-Kanty_2006_Borowa.par
KWK-Jan-Kanty_2006_KUL.par
KWK-Jan-Kanty_Borowa_1965-5.par
KWK-Jan-Kanty_Borowa_1992.par
KWK-Jan-Kanty_Borowa_2006.par
KWK-Jan-Kanty_KUL_1992.par
KWK-Jan-Kanty_KUL_2006.par
KWK-Janina_1965-5_1992.par
KWK-Janina_1965-5_2006.par
KWK-Janina_1965-5_Borowa.par
KWK-Janina_1992_1965-5.par
KWK-Janina_1992_2006.par
KWK-Janina_1992_Borowa.par
KWK-Janina_1992_KUL.par
KWK-Janina_2006_1965-5.par

Transformacja
konforemna, wielomianowa, Arkusz MS Excel





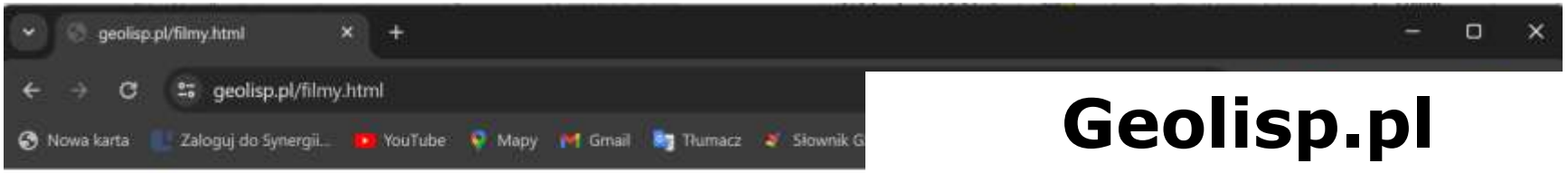
C2 =J4/F2

	A	B	C	D	E	F	G	H
1								
2		mD=	0.003		Ilość punktów	11		
3								
4								
5	nr	punkt źródłowy		punkt docelowy		punkt obliczony		
6		x	y	x	y	x	y	x
7	1	-17927.55	-49362.98	213237.34	837242.88	213237.34	837242.88	-0.002
8	2	-22335.43	-49296.17	208829.74	837314.42	208829.74	837314.42	-0.004
9	3	-18810.38	-45686.82	212358.50	840919.81	212358.50	840919.81	-0.003
10	4	-13311.38	-49336.15	217853.32	837264.75	217853.32	837264.75	-0.002
11	5	-24408.63	-51923.60	206753.82	834689.34	206753.82	834689.34	0.000
12	6	-22016.67	-52175.86	209145.40	834434.53	209145.40	834434.52	0.005

Obliczenie współczynników przekształcenia

$u=F^{[1]}=F1/\sum(a^2+b^2)$ $v=F^{[2]}=F2/\sum(a^2+b^2)$

u	v	
-0.0010740	0.9999525	
F1	F2	sur
-5368.75	5002609.77	
-29478.59	27452554.98	



Geolisp.pl

- ✓ **Szkolenia,**
- ✓ **Darmowe programy do modelowania złoża, transformacji**
- ✓ **Referaty,**

GEO LISP | System Obsługi Kopalnianych Map Numerycznych

Poniżej linki do samouczków w postaci filmów, kliknij na link, aby rozpocząć pobranie pliku. Dokumentacja programu Geolisp znajduje się w katalogu c:\Geolisp\Doc\.

- Kierunek Geodezja i kartografia

Zaproszenie do studiowania geodezji na Politechnice Śląskiej.

- Programy fotogrametryczne

Szkolenie 16.02.2024. Podstawy obsługi wybranych programów fotogrametrycznych (Agisoft, TBC, UASMaster, Pix4D, ReCap), np. jak z pomiarów dronem uzyskać rysunek i objętość hałdy w CAD. Omówienie ostatnich zmian w programie Geolisp.

- Parcele geologiczne, typy węgla

Szkolenie 28.04.2022. Dobranie szerokości linii na wydruku. Zmiany w prawie: parcele geologiczne, typy węgla. Wprowadzenie działek, budynków i granic z internetowych baz danych. Wykres miąższości ściany. Komunikacja z programami EDBJ (Excel - wykres Gantta).

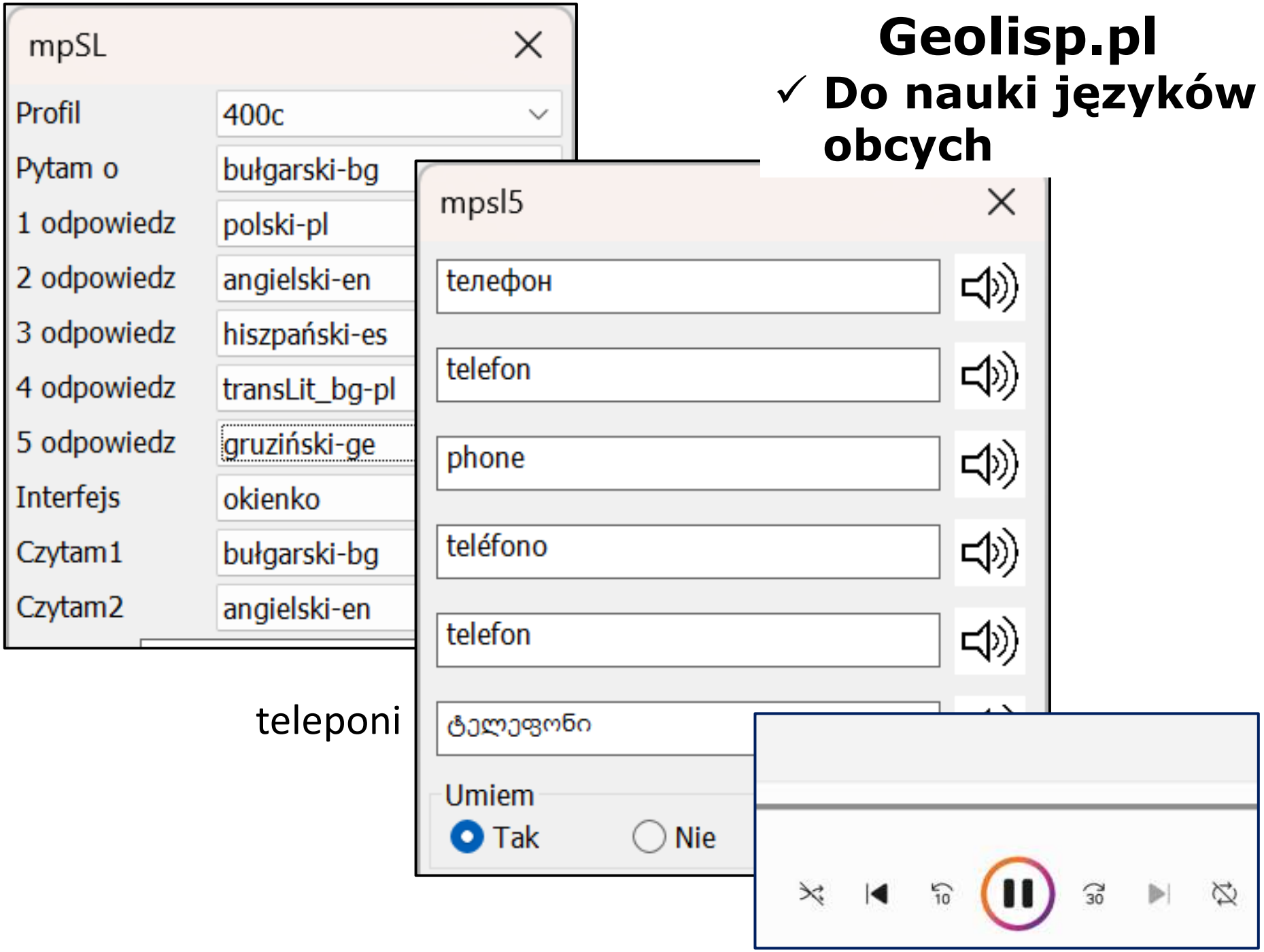
- Lokalizacja działek katastralnych

Szkolenie 17.12.2021. Jak zwiększyć czytelność mapy poprzez dobór szerokości linii, dobranie kolorów i przeźroczystości. Usługa lokalizacji działek katastralnych. Wizualizacja opisów wyrobisk w przestrzeni trójwymiarowej. Funkcjonalności BricsCAD v.22: Civil i chmury punktów.

- Kontrola danych dodatkowych

Geolisp.pl

✓ **Do nauki języków obcych**



teleponi

Politechnika Śląska

SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

MAPY NUMERYCZNE W GÓRNICTWIE - MODELOWANIE POWIERZCHNI POKŁADU I TERENU PROGRAMEM BRICSCAD

Dziękuję za uwagę

marian.poniewiera@polsl.pl

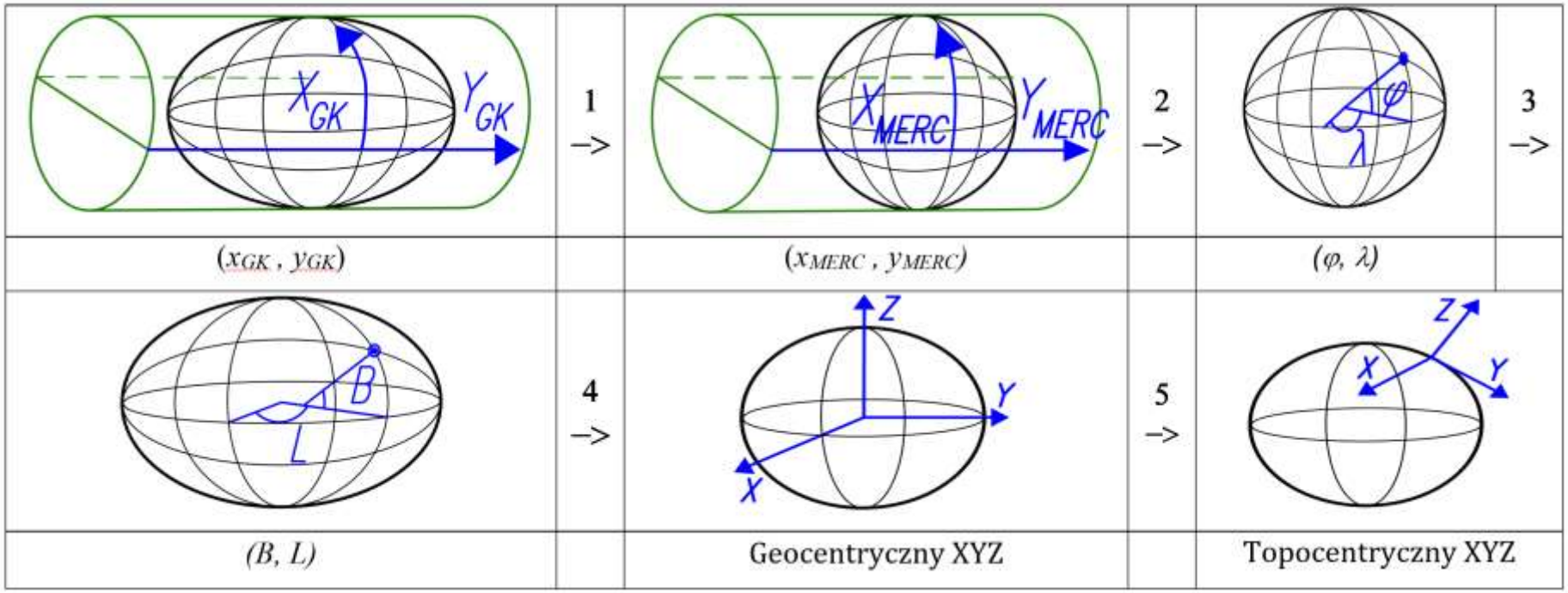
Politechnika Śląska

SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

PORÓWNANIE WYBRANYCH PROGRAMÓW FOTOGRAMETRYCZNYCH

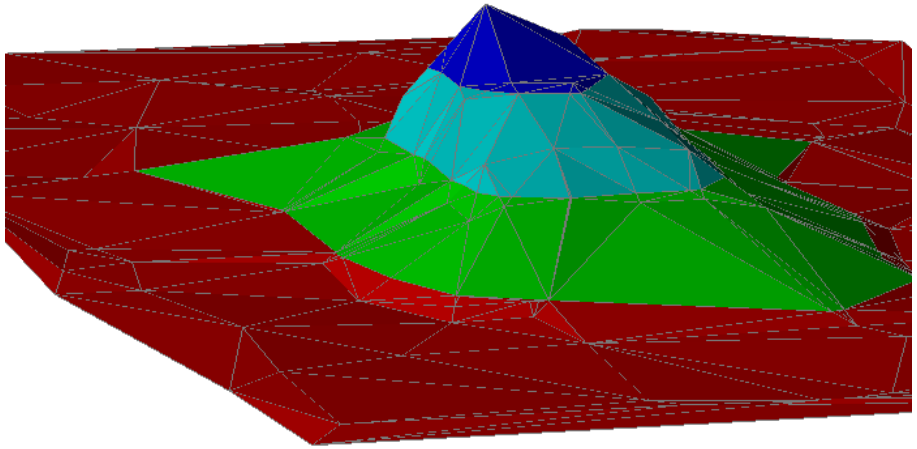
M. Poniewiera

METODYKA NUMERYCZNEGO OPRACOWANIA AEROTRIANGULACJI W GEODEZYJNYM UKŁADZIE TOPOCENTRYCZNYM



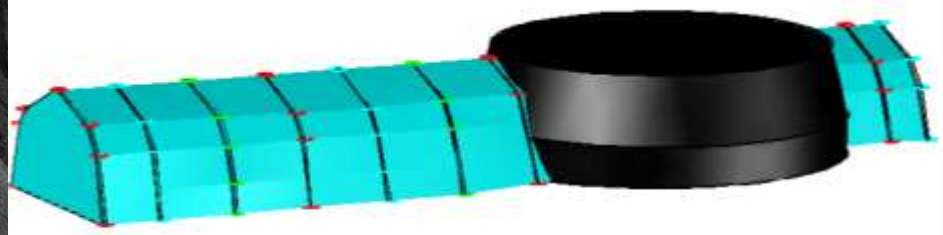
(Opracowanie M. Żogała)

Inwentaryzacja, pomiar i określenie objętości hałd, wyrobisk









Planowanie nalotu

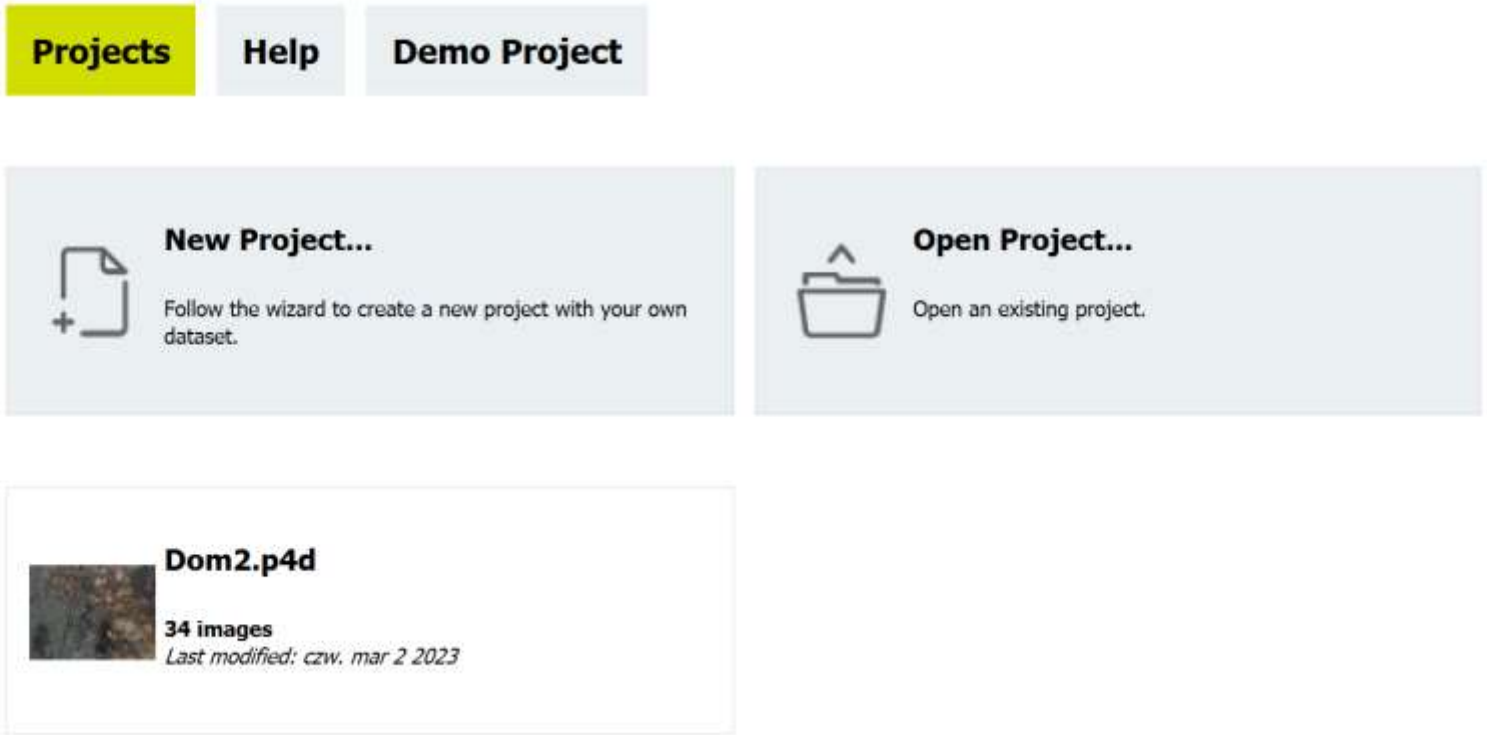


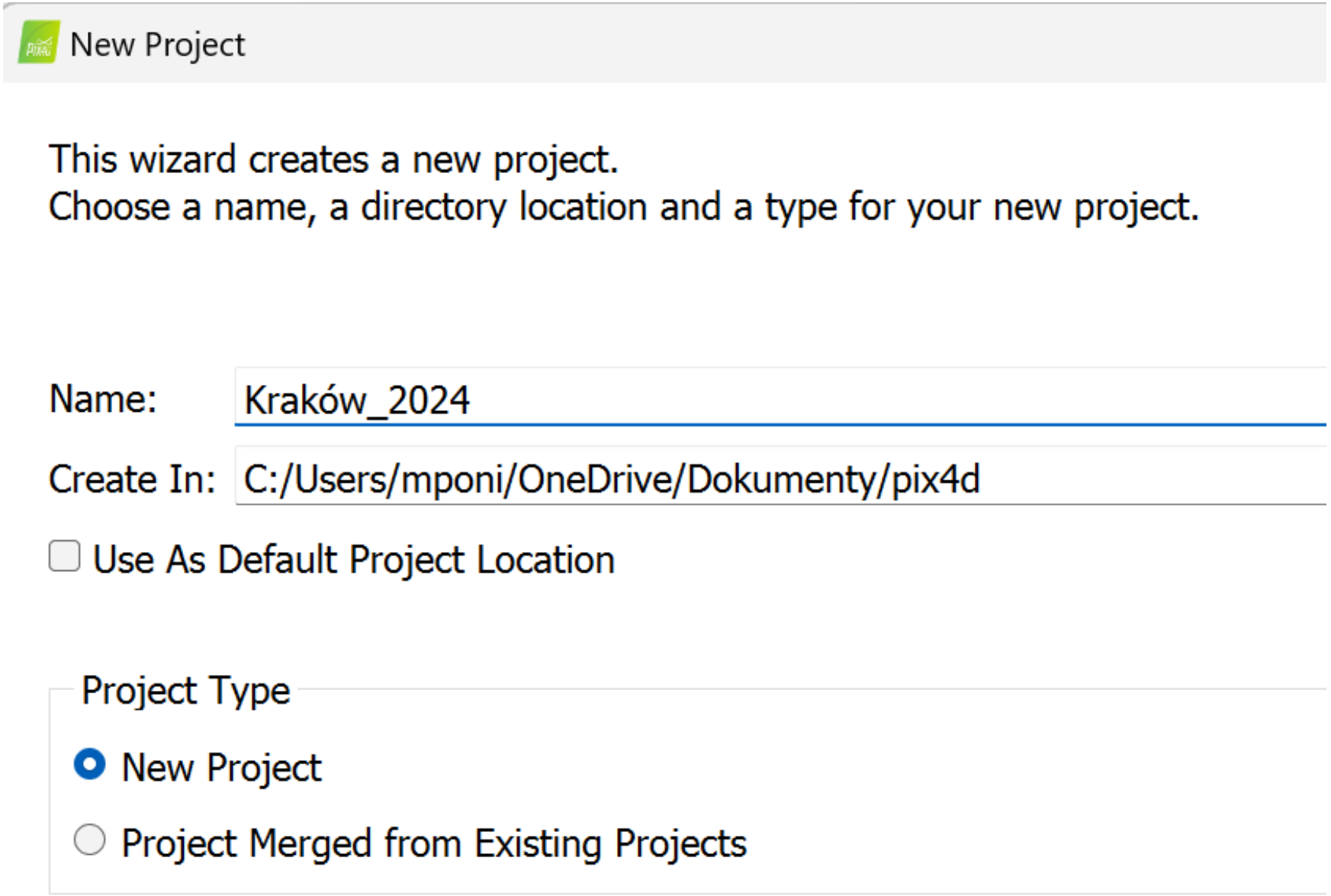
Rys. Aleksandra Bartyzel

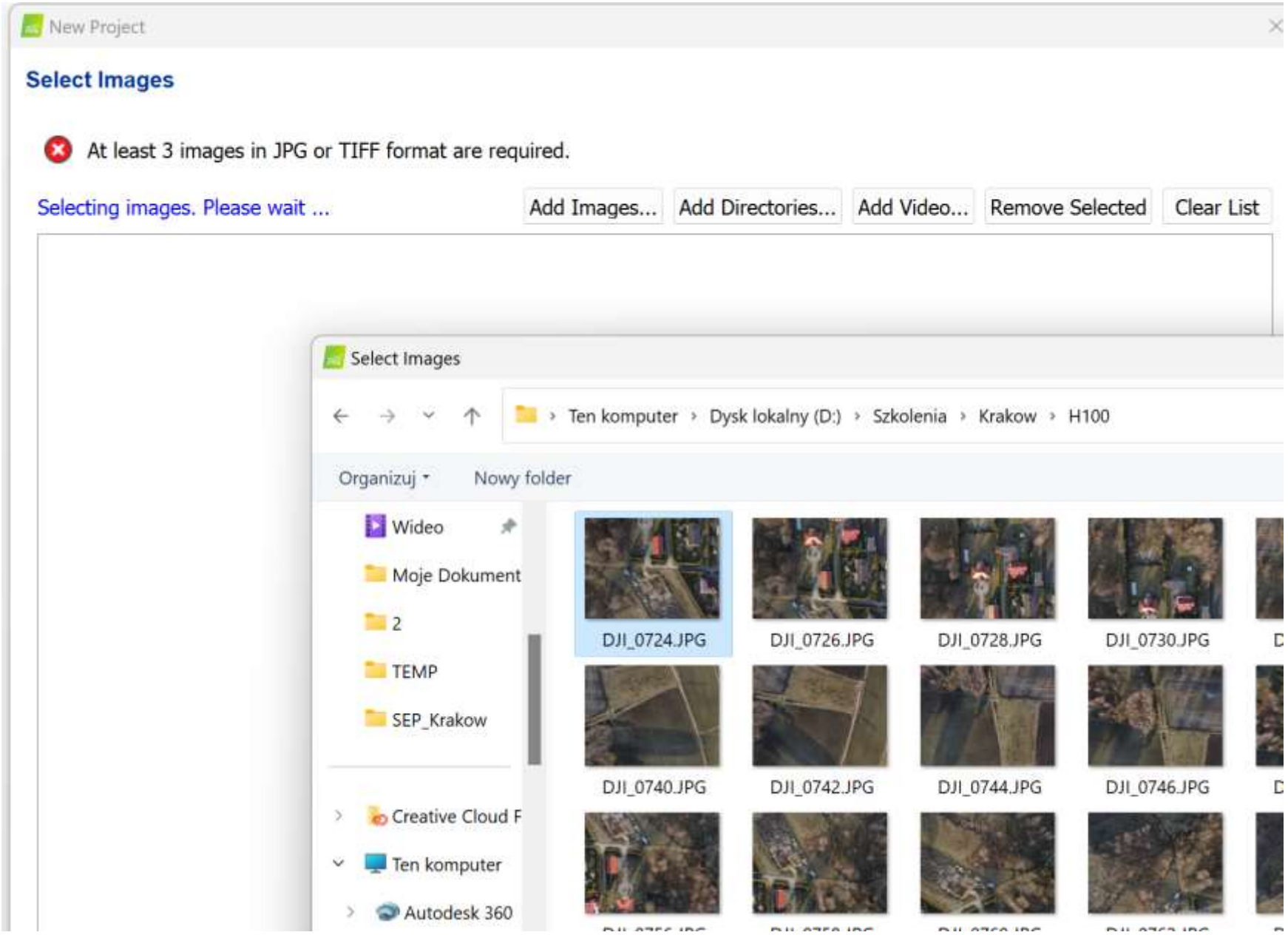
Oprogramowanie fotogrametryczne

PIX4Dmapper






New Project
This wizard creates a new project.
Choose a name, a directory location and a type for your new project.
Name:
Kraków_2024
Create In:
C:/Users/mponi/OneDrive/Dokumenty/pix4d
Use As Default Project Location
Project Type
New Project
Project Merged from Existing Projects


New Project
Select Images
At least 3 images in JPG or TIFF format are required.
Selecting images. Please wait ...
Add Images...
Add Directories...
Add Video...
Remove Selected
Clear List
Select Images
Ten komputer
Dysk lokalny (D:)
Szkolenia
Krakow
H100
Organizuj
Nowy folder
Wideo
Moje Dokument
2
TEMP
SEP_Krakow
Creative Cloud F
Ten komputer
Autodesk 360
DJI_0724.JPG
DJI_0726.JPG
DJI_0728.JPG
DJI_0730.JPG
DJI_0740.JPG
DJI_0742.JPG
DJI_0744.JPG
DJI_0746.JPG

New Project

Image Properties

Image Geolocation

Coordinate System

Datum: WGS 1984; Coordinate System: WGS 84 — Edit...

Geolocation and Orientation

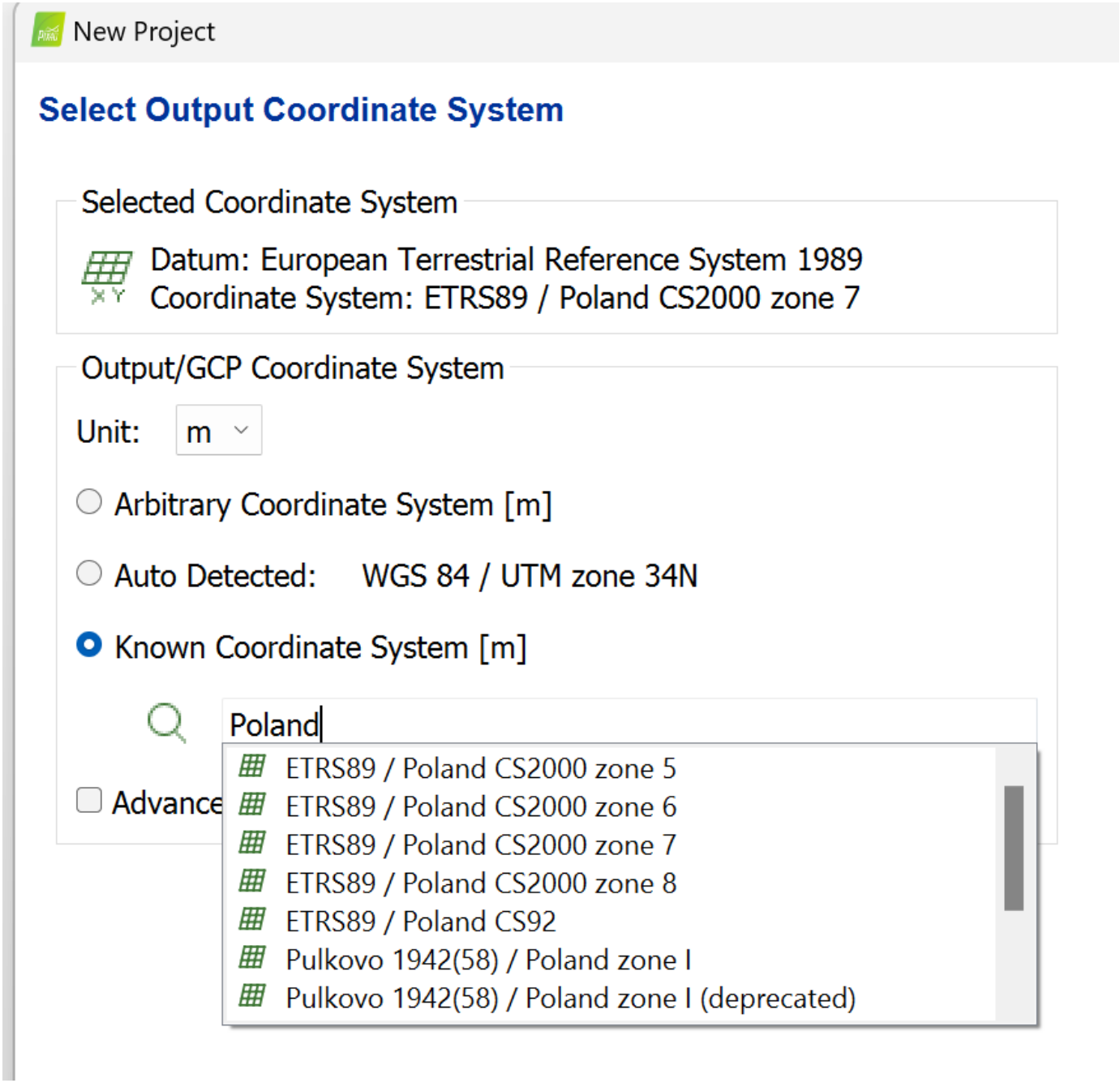
Geolocated Images: 36 out of 36 — Clear | From EXIF | From File... | To File...

Geolocation Accuracy: ○ Standard ○ Low ● Custom

Selected Camera Model

MAVIC2-ENTERPRISE-ADVANCED_4.5_8000x6000 (RGB) — Edit...

Enabled	Image	Group	Latitude [deg]	Longitude [deg]	Altitude [m]	Accuracy Horz [m]	Accuracy Vert [m]	Orr [dec
☑	DJI_0724.JPG	group1	50.16103914	18.59247836	415.379	0.018	0.037	0.08448
☑	DJI_0726.JPG	group1	50.16127475	18.59275531	415.152	0.020	0.039	0.08513
☑	DJI_0728.JPG	group1	50.16151136	18.59303189	415.177	0.022	0.041	0.08540
☑	DJI_0730.JPG	group1	50.16176708	18.59333228	415.164	0.022	0.041	0.08549


New Project
Select Output Coordinate System
Selected Coordinate System
Datum: European Terrestrial Reference System 1989
Coordinate System: ETRS89 / Poland CS2000 zone 7
Output/GCP Coordinate System
Unit:
m
Arbitrary Coordinate System [m]
Auto Detected:
WGS 84 / UTM zone 34N
Known Coordinate System [m]
Poland
ETRS89 / Poland CS2000 zone 5
ETRS89 / Poland CS2000 zone 6
ETRS89 / Poland CS2000 zone 7
ETRS89 / Poland CS2000 zone 8
ETRS89 / Poland CS92
Pulkovo 1942(58) / Poland zone I
Pulkovo 1942(58) / Poland zone I (deprecated)

Processing Options Template

Standard

- 3D Maps
- 3D Models
- Ag Multispectral

Rapid

- 3D Maps - Rapid/Low Res
- 3D Models - Rapid/Low Res
- Ag Modified Camera - Rapid/Low Res
- Ag RGB - Rapid/Low Res

Advanced

- Ag Modified Camera
- Ag RGB
- Thermal Camera
- ThermoMAP Camera

Input Image Recommendations

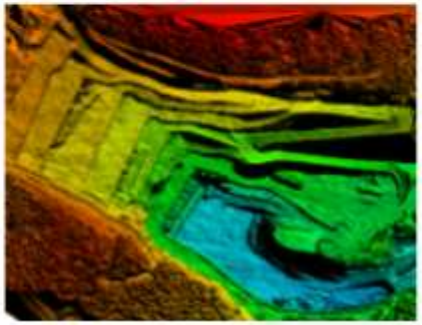
Aerial images acquired using a grid flight plan with high overlap, m

Outputs Generated

Orthomosaic



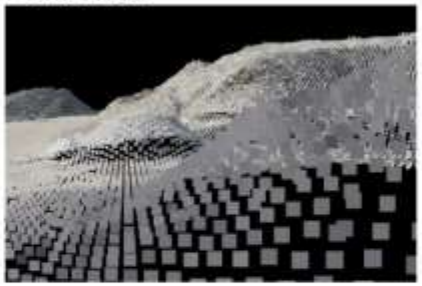
DSM



3D Mesh

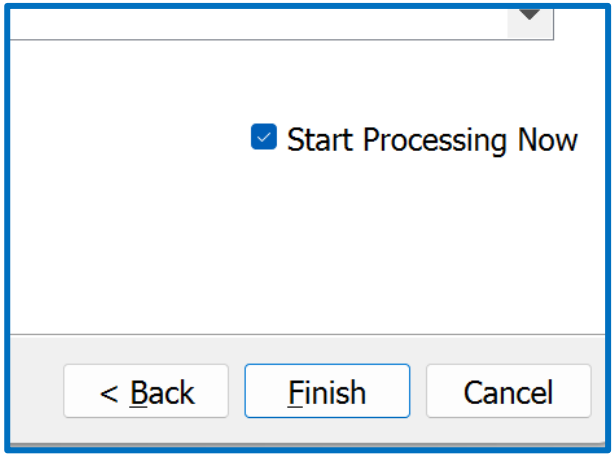


Point Cloud

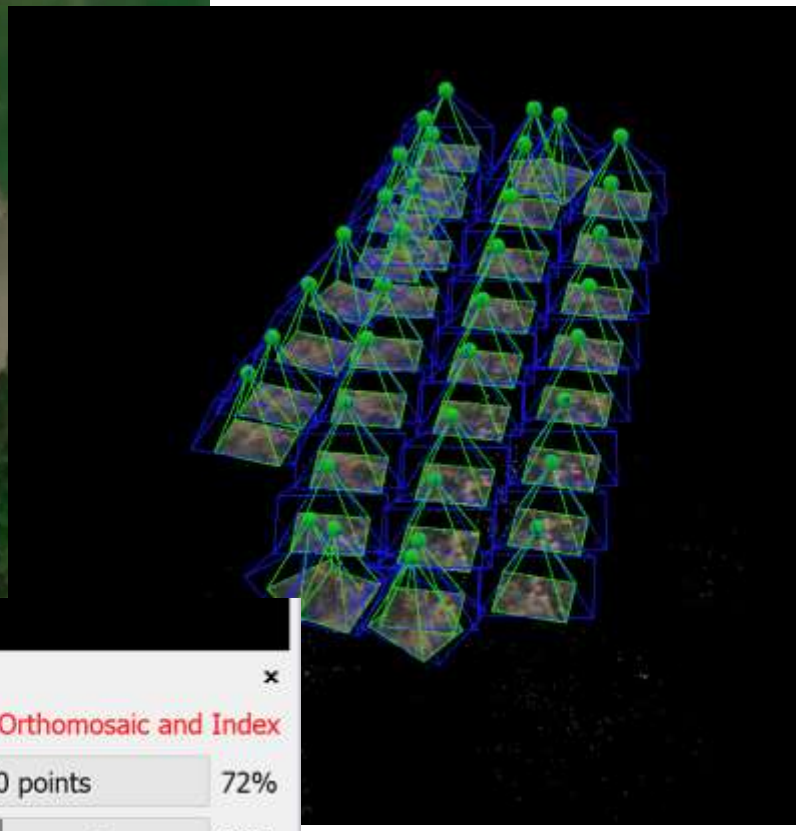


Application Examples

- Measure volumes
- Digitize houses and roads
- Generate contour lines
- Google Maps







Processing

Log Output

Processing Options

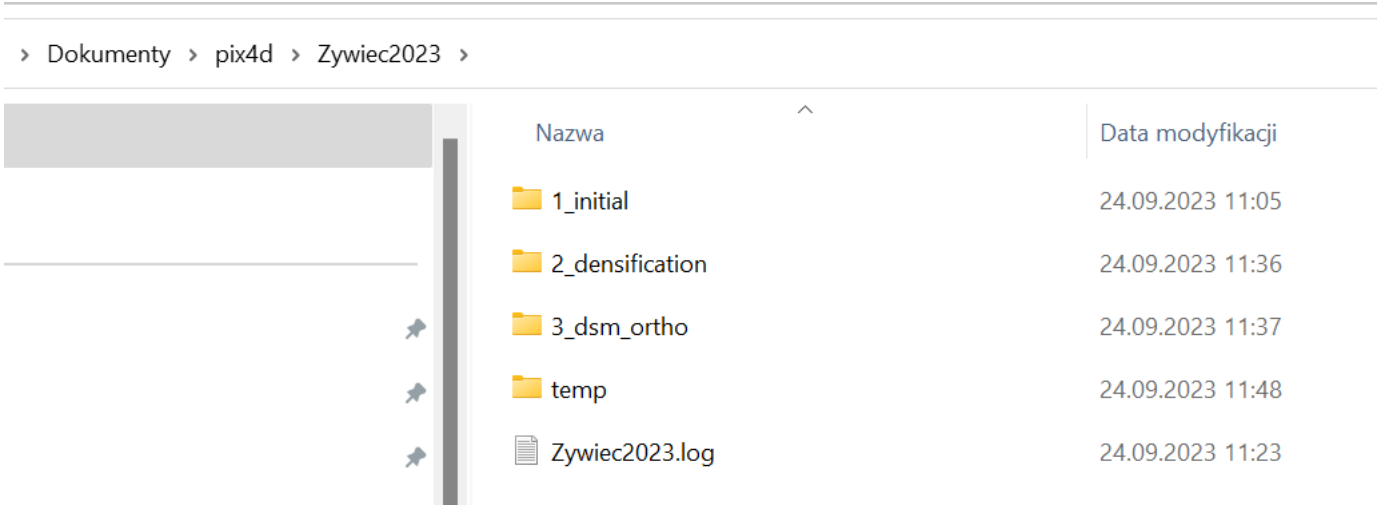
Processing

1. Initial Processing | 2. Point Cloud and Mesh | 3. DSM, Orthomosaic and Index

Current: Group group1, cluster 1/1 : generating 670000 points 72%

Total: 1. 2. 3. 8/21

Output Status... Start Cancel Help



...\2_densification\point_cloud
Krakow_group1_densified_point_cloud.las

..._dsm_ortho\2_mosaic
Krakow_transparent_mosaic_group1.tif

Quality Report

Summary

Project	Zywiec2023
Processed	2023-09-24 11:07:42
Camera Model Name(s)	MAVIC2-ENTERPRISE-ADVANCED_4.5_8000x6000 (RGB)
Average Ground Sampling Distance (GSD)	1.72 cm / 0.68 in
Area Covered	0.059 km^2 / 5.9169 ha / 0.02 sq. mi. / 14.6285 acres
Time for Initial Processing (without report)	54s

Number of Calibrated Images	36 out of 36
Number of Geolocated Images	36 out of 36

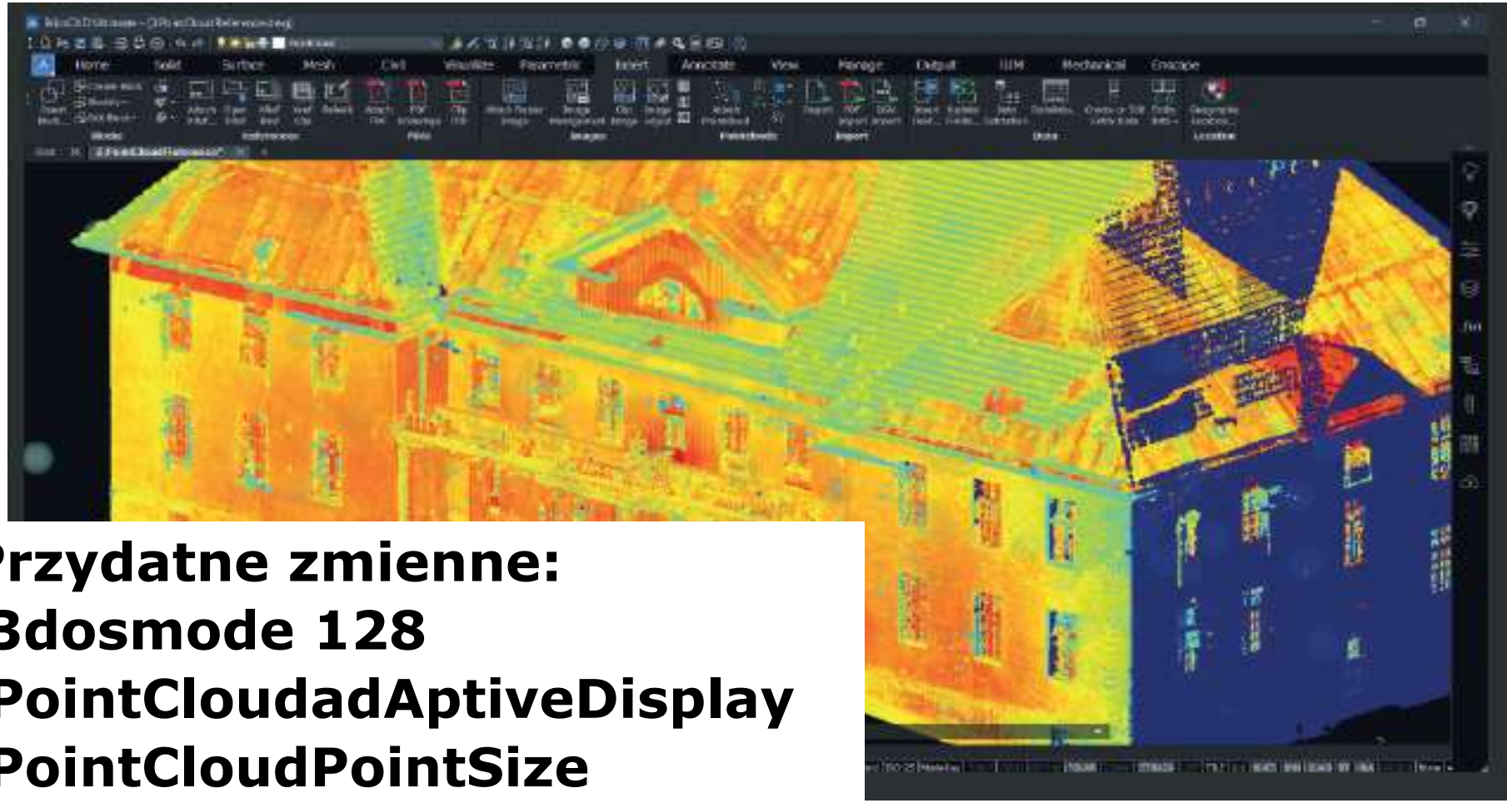
Absolute camera position and orientation uncertainties

	X [m]	Y [m]	Z [m]	Omega [degree]	Phi [degree]	Kappa [degree]
Mean	0.004	0.004	0.007	0.029	0.028	0.022
Sigma	0.001	0.001	0.001	0.003	0.003	0.002

Wczytanie chmury / rastra

do AutoCAD-a Civil lub BricsCAD-a

Polecenia: DołączChmurępun, DołączObr



Przydatne zmienne:

3dosmode 128

PointCloudadAptiveDisplay

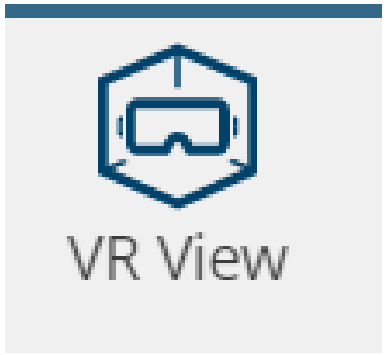
PointCloudPointSize



DJI Mini 3 PRO



Faro Scene



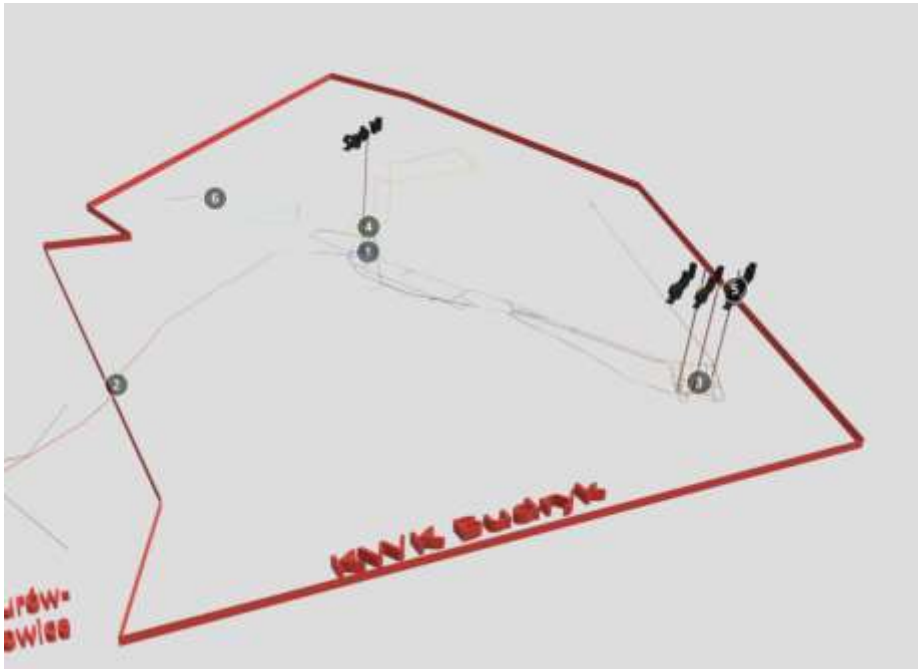


Darmowe

Pix4D -> Sketchfab

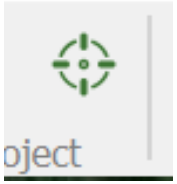
CloudCompare

Fugro Viewer



sketchfab.com/wrblewskimarcin

Fotopunkty



GCP/MTP Manager

GCP Coordinate System

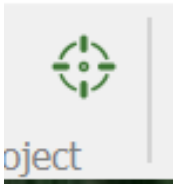
Datum: European Terrestrial Reference System 1989; Coordinate System: ETRS89 / Poland CS2000 zone 6

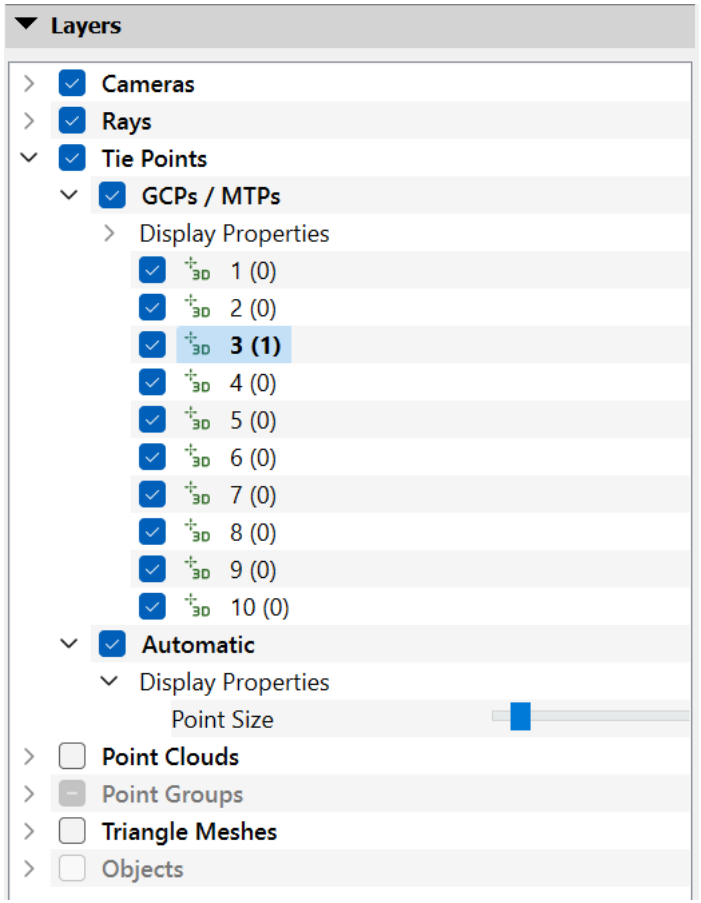
GCP/MTP Table

	Label	Type	X [m]	Y [m]	Z [m]	Accuracy Horz [m]
0	1	3D GCP	6542361.140	5558538.270	273.670	0.020
0	2	3D GCP	6542344.770	5558543.780	273.680	0.020
0	3	3D GCP	6542338.840	5558531.780	273.750	0.020
0	4	3D GCP	6542330.370	5558531.730	273.830	0.020
0	5	3D GCP	6542371.430	5558543.240	274.510	0.020
0	6	3D GCP	6542389.610	5558573.990	272.850	0.020



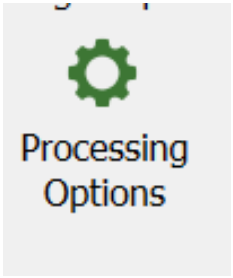
Fotopunkty

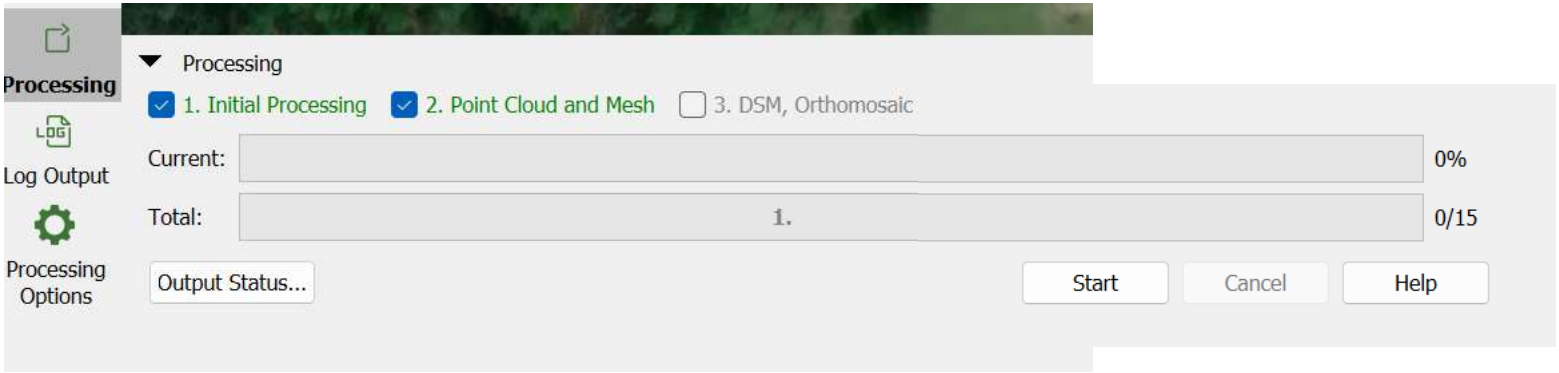

oject

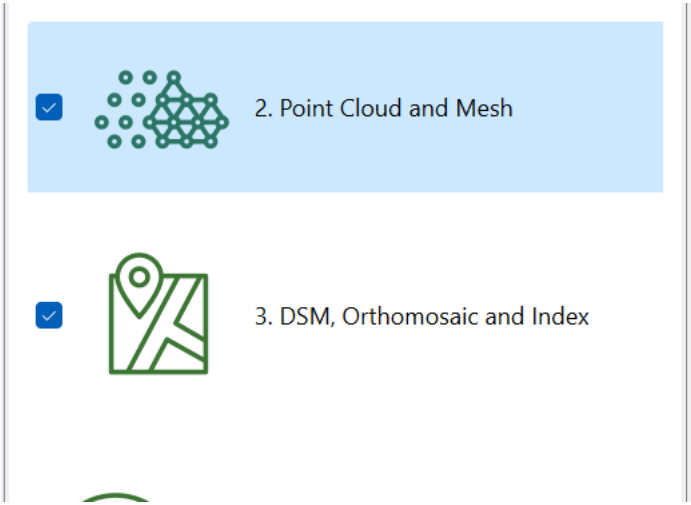

Layers
Cameras
Rays
Tie Points
GCPs / MTPs
Display Properties
1 (0)
2 (0)
3 (1)
4 (0)
5 (0)
6 (0)
7 (0)
8 (0)
9 (0)
10 (0)
Automatic
Display Properties
Point Size
Point Clouds
Point Groups
Triangle Meshes
Objects

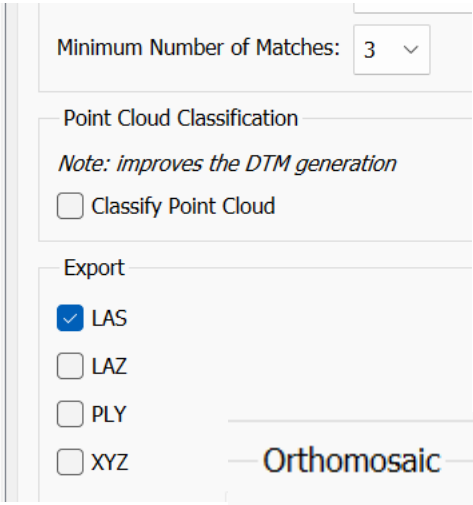

Images
Image Size
Zoom Level
DJI_0726.JPG
GCP: 3
DJI_0756.JPG
GCP: 3
DJI_0724.JPG
GCP: 3
DJI_0754.JPG
GCP: 3
DJI_0728.JPG
GCP: 3
0%
0/15
Start
Cancel
Help

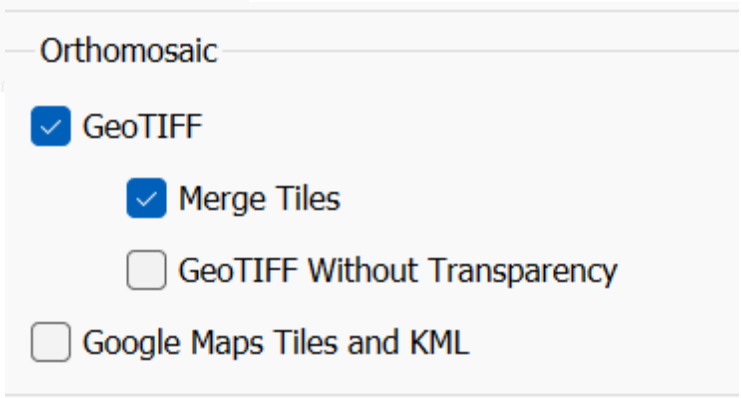
PIX4Dmapper



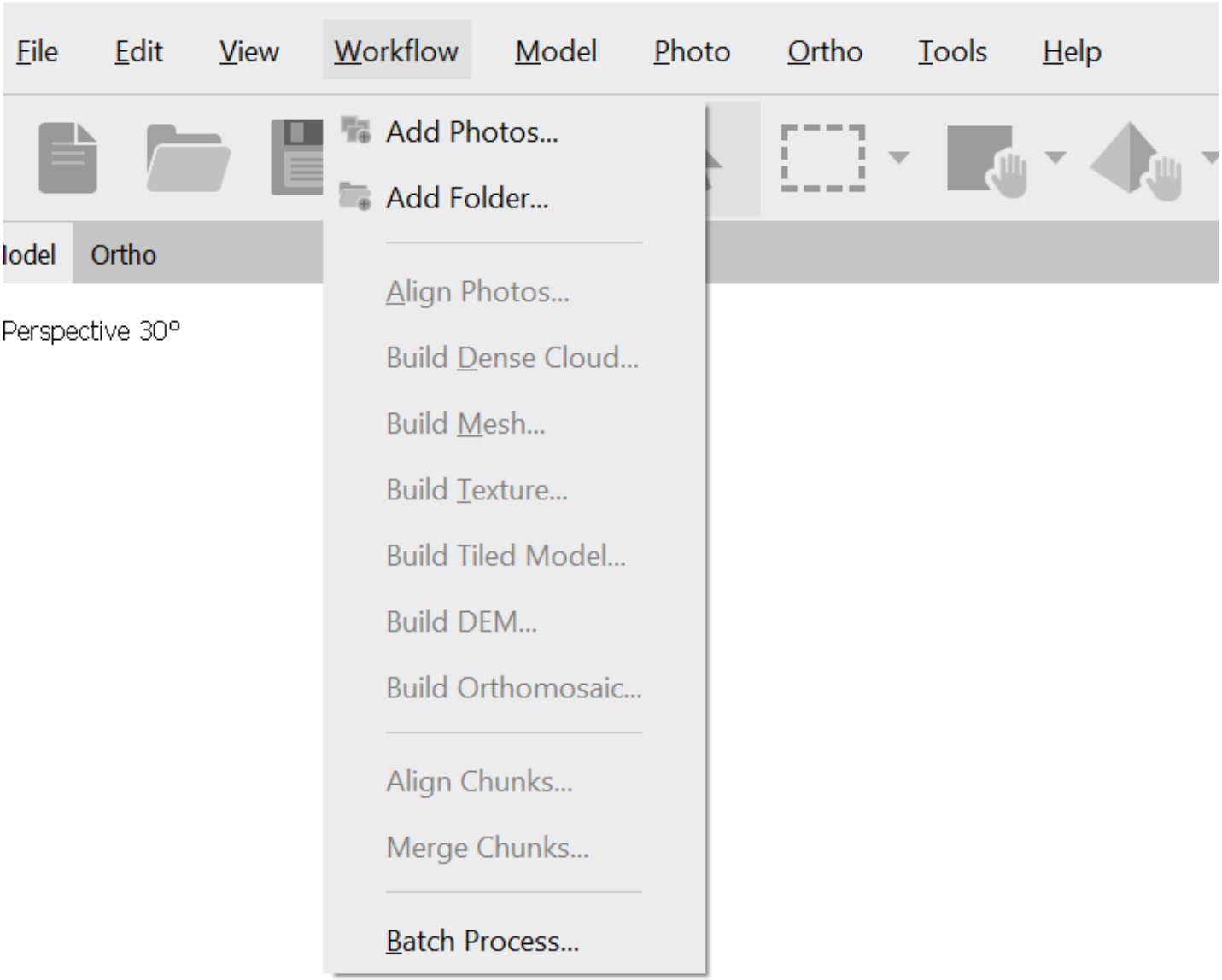




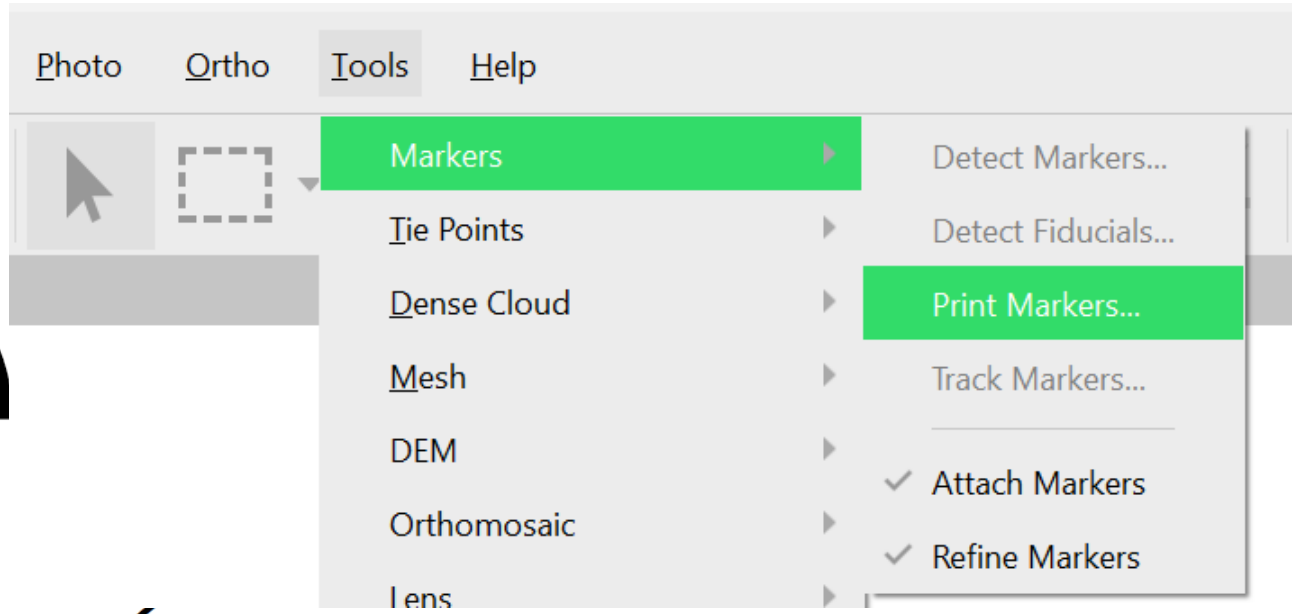


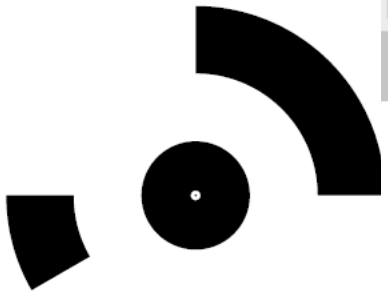


Agisoft Metashape Professional



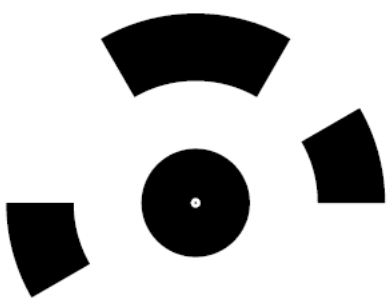
Agisoft Metashape Professional



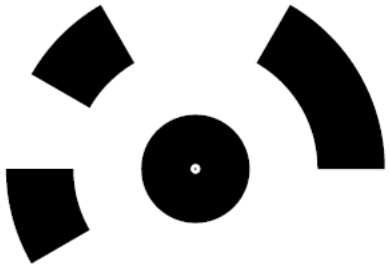


1

2



3

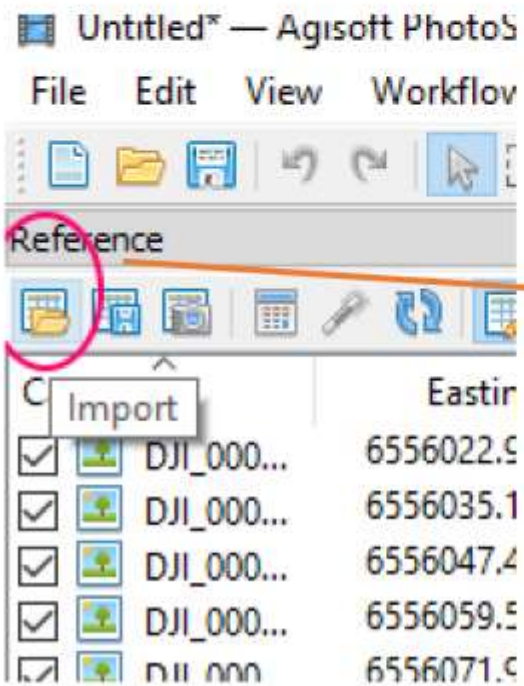


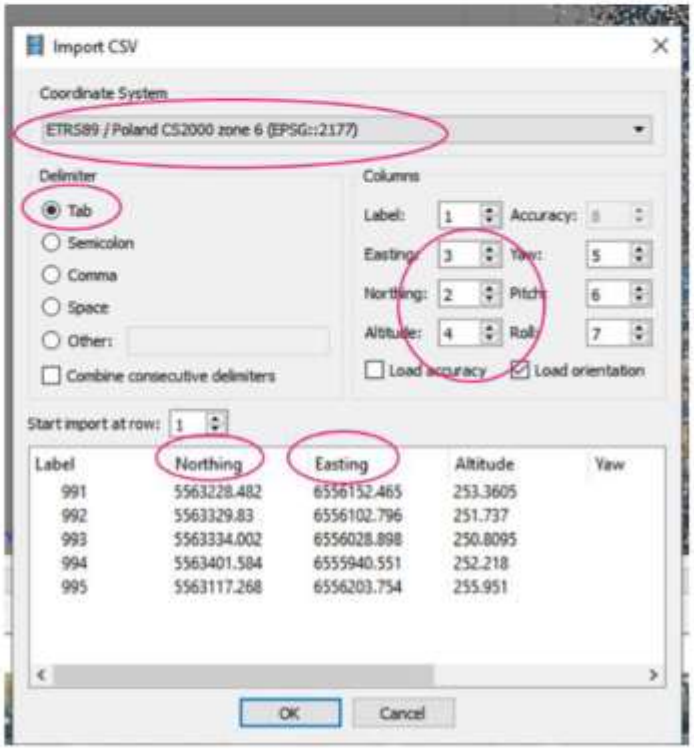
4

5. Importowanie punktów dostosowania (fotopunktów)

Kliknąć pierwszą ikonę od lewej **Import**. Wskazać plik tekstowy z danymi GNSS współrzędnych i wysokości pkt. dostosowania (musi mieć rozszerzenie ***.txt**, a separatory miejsc dziesiętnych mają być kropkami).

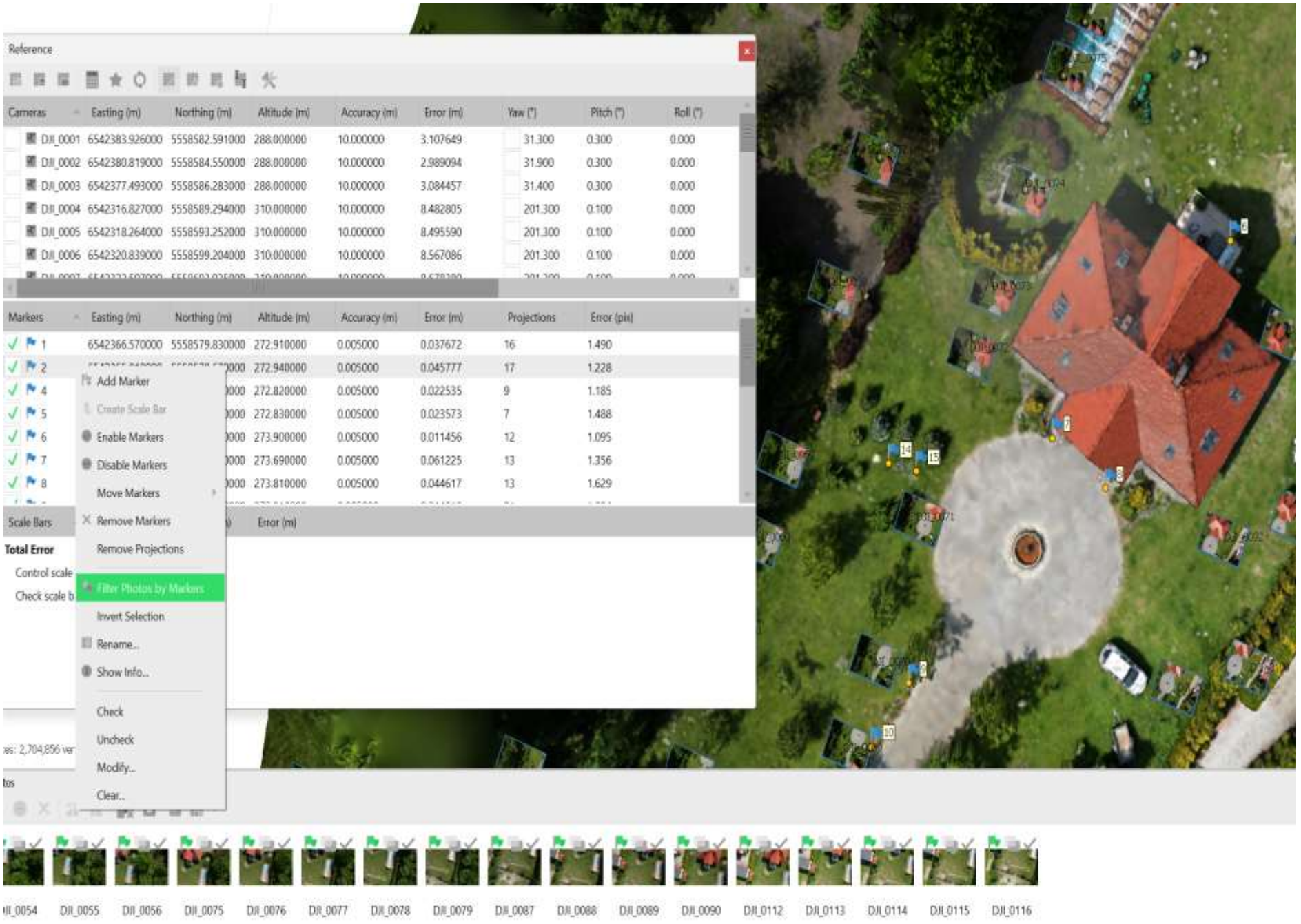
Po wskazaniu pliku txt otworzy się okno **Import CSV** w którym należy wybrać układ współrzędnych (ETRS89 / POLAND CS2000 zone 6) i zobaczyć czy jest **Northing ma być 2** (wsp. X) zaś **Easting ma być 3** (wsp. Y).





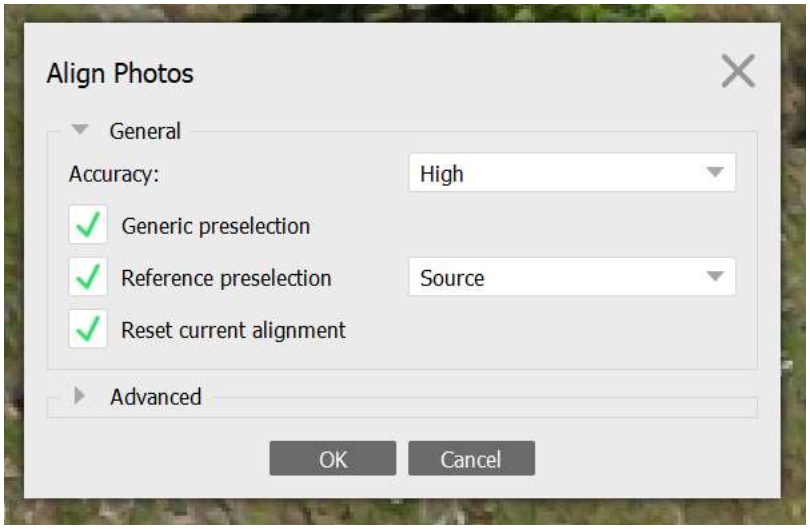
M. Pomykoł **M. Poniewiera**

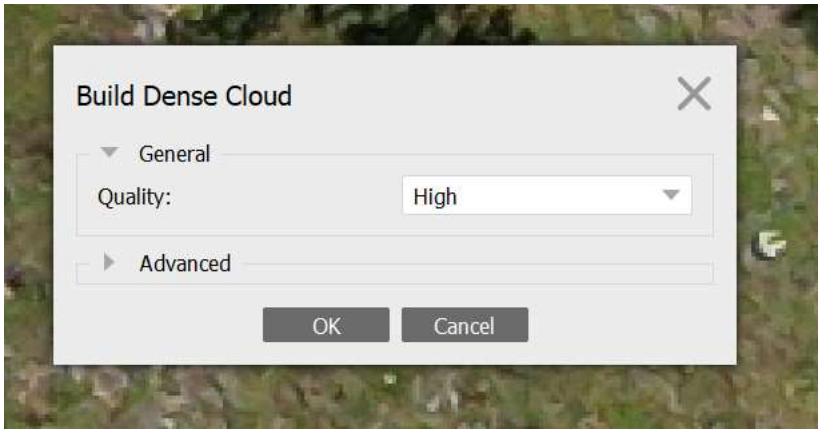
Geolisp.pl

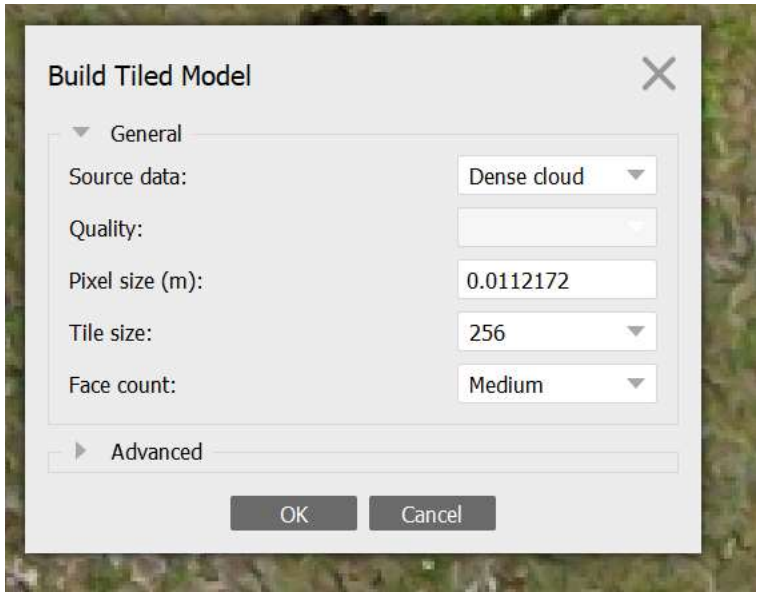

Reference
Cameras Easting (m) Northing (m) Altitude (m) Accuracy (m) Error (m) Yaw (°) Pitch (°) Roll (°)
DJI_0001 6542383.926000 5558582.591000 288.000000 10.000000 3.107649 31.300 0.300 0.000
DJI_0002 6542380.819000 5558584.550000 288.000000 10.000000 2.989094 31.900 0.300 0.000
DJI_0003 6542377.493000 5558586.283000 288.000000 10.000000 3.084457 31.400 0.300 0.000
DJI_0004 6542316.827000 5558589.294000 310.000000 10.000000 8.482805 201.300 0.100 0.000
DJI_0005 6542318.264000 5558593.252000 310.000000 10.000000 8.495590 201.300 0.100 0.000
DJI_0006 6542320.839000 5558599.204000 310.000000 10.000000 8.567086 201.300 0.100 0.000
Markers Easting (m) Northing (m) Altitude (m) Accuracy (m) Error (m) Projections Error (pix)
1 6542366.570000 5558579.830000 272.910000 0.005000 0.037672 16 1.490
2 272.940000 0.005000 0.045777 17 1.228
4 272.820000 0.005000 0.022535 9 1.185
5 272.830000 0.005000 0.023573 7 1.488
6 273.900000 0.005000 0.011456 12 1.095
7 273.690000 0.005000 0.061225 13 1.356
8 273.810000 0.005000 0.044617 13 1.629
Scale Bars Error (m)
Total Error
Control scale
Check scale b
Add Marker
Create Scale Bar
Enable Markers
Disable Markers
Move Markers
Remove Markers
Remove Projections
Filter Photos by Markers
Invert Selection
Rename...
Show Info...
Check
Uncheck
Modify...
Clear...
DJI_0054
DJI_0055
DJI_0056
DJI_0075
DJI_0076
DJI_0077
DJI_0078
DJI_0079
DJI_0087
DJI_0088
DJI_0089
DJI_0090
DJI_0112
DJI_0113
DJI_0114
DJI_0115
DJI_0116


15
14

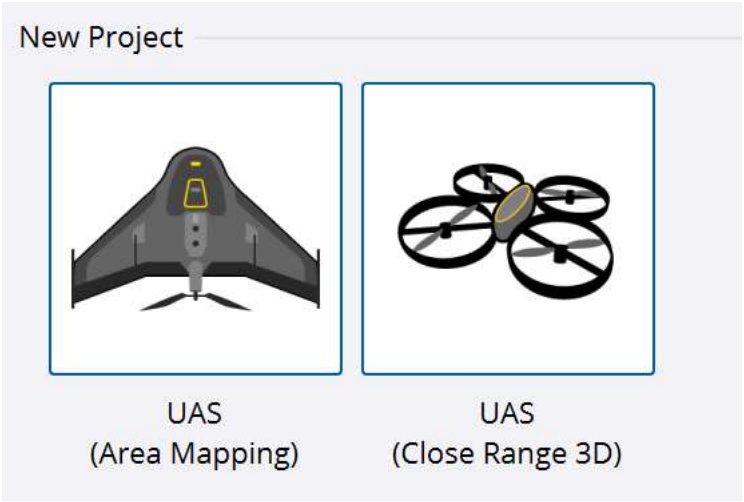

Add Marker
Place Marker
Clear Markers
Set Drawing Plane
Reset Drawing Plane
Capture View

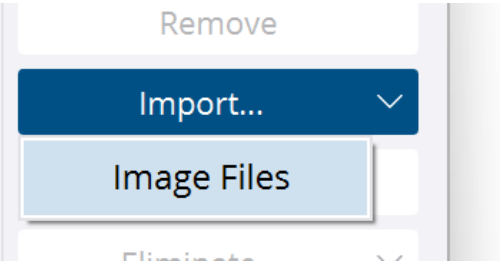

Align Photos
General
Accuracy:
High
Generic preselection
Reference preselection
Source
Reset current alignment
Advanced
OK
Cancel

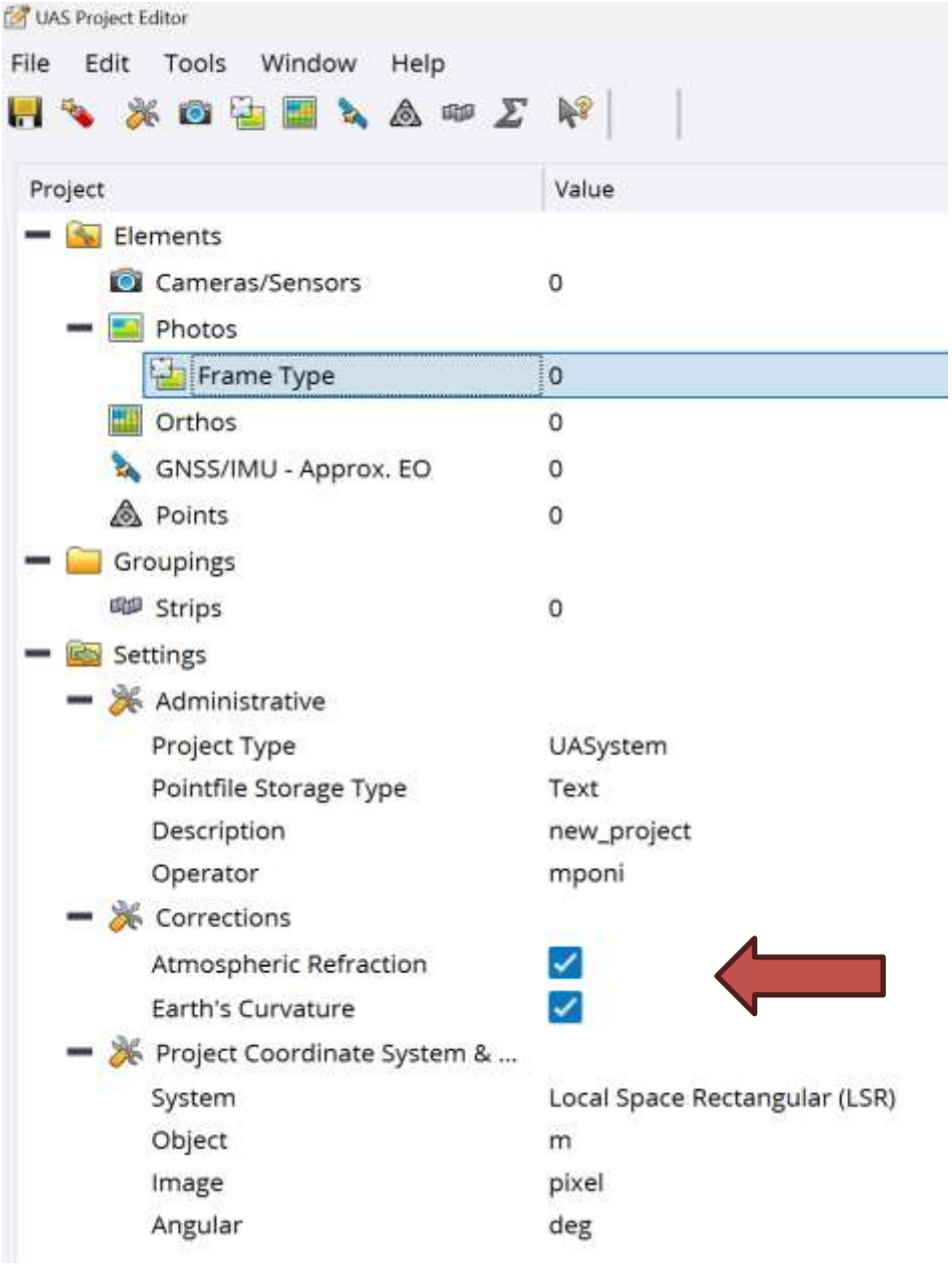

Build Dense Cloud
General
Quality:
High
Advanced
OK
Cancel


Build Tiled Model
General
Source data:
Dense cloud
Quality:
Pixel size (m):
0.0112172
Tile size:
256
Face count:
Medium
Advanced
OK
Cancel

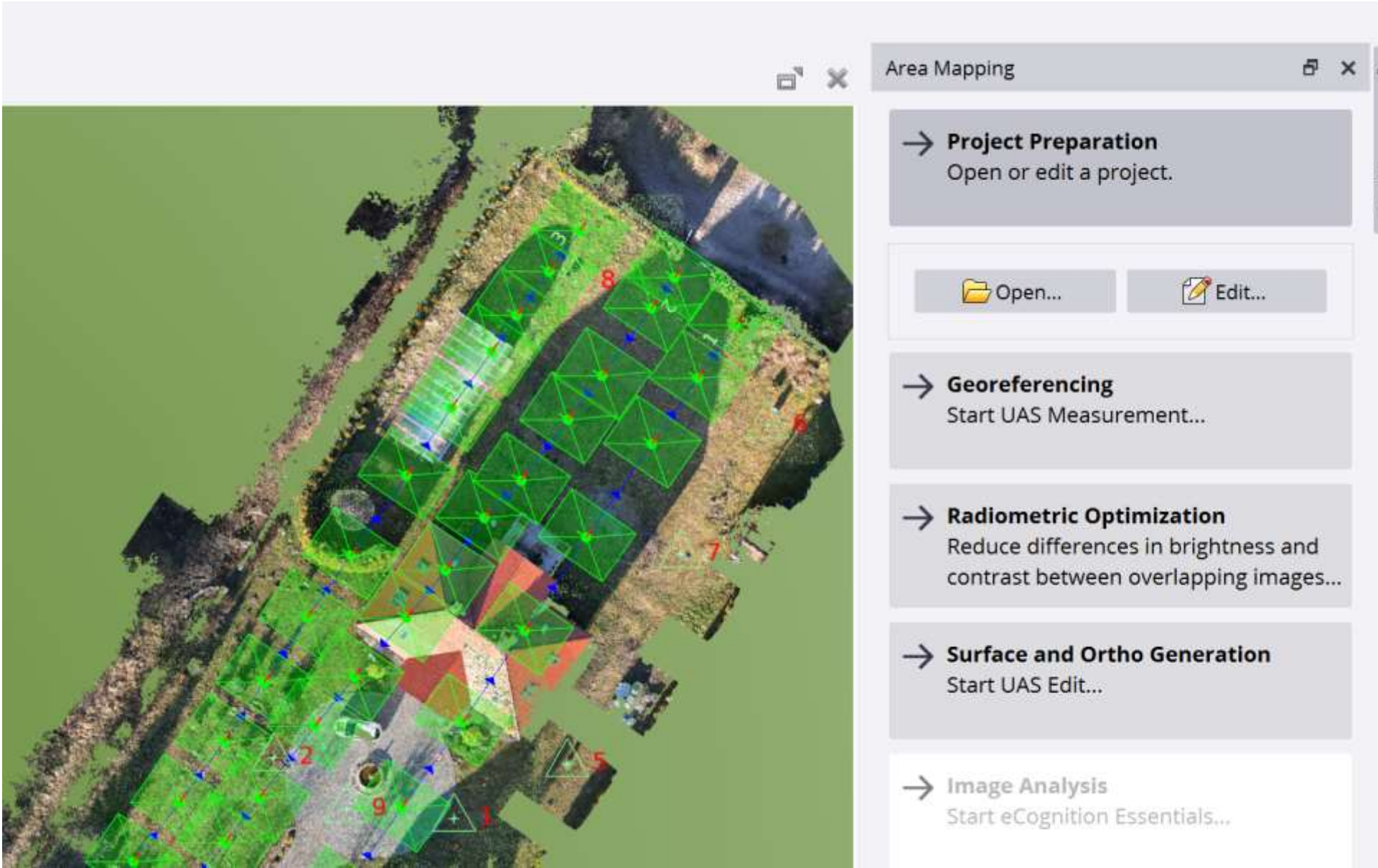
Trimble Business Center / UASMaster







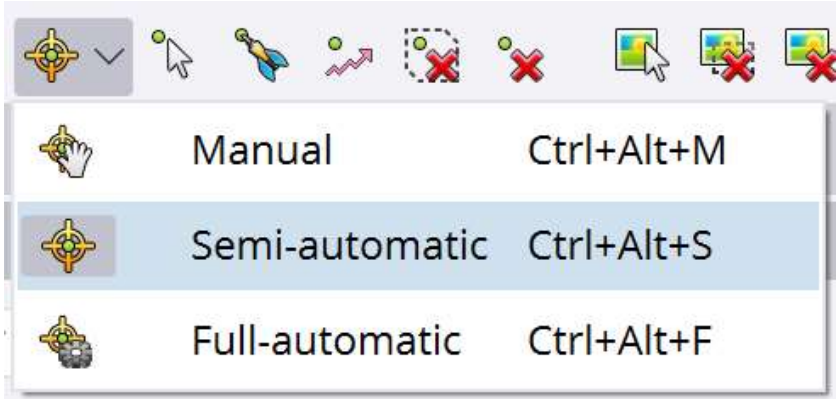
UASMaster


Area Mapping
Project Preparation
Open or edit a project.
Open...
Edit...
Georeferencing
Start UAS Measurement...
Radiometric Optimization
Reduce differences in brightness and contrast between overlapping images...
Surface and Ortho Generation
Start UAS Edit...
Image Analysis
Start eCognition Essentials...

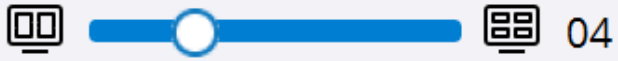
UASMaster

Batch Processing
Processing from georeferencing to mosaic image generation...

Task	Status*
Project Preparation	
GCP Measurement	
Relative Adjustment	
Absolute Adjustment	
Surface Generation	
Surface Editing	
Mosaic Generation	
Image Analysis	



Wybieramy „Semi-automatic”
ile chcemy widzieć zdjęć na raz:



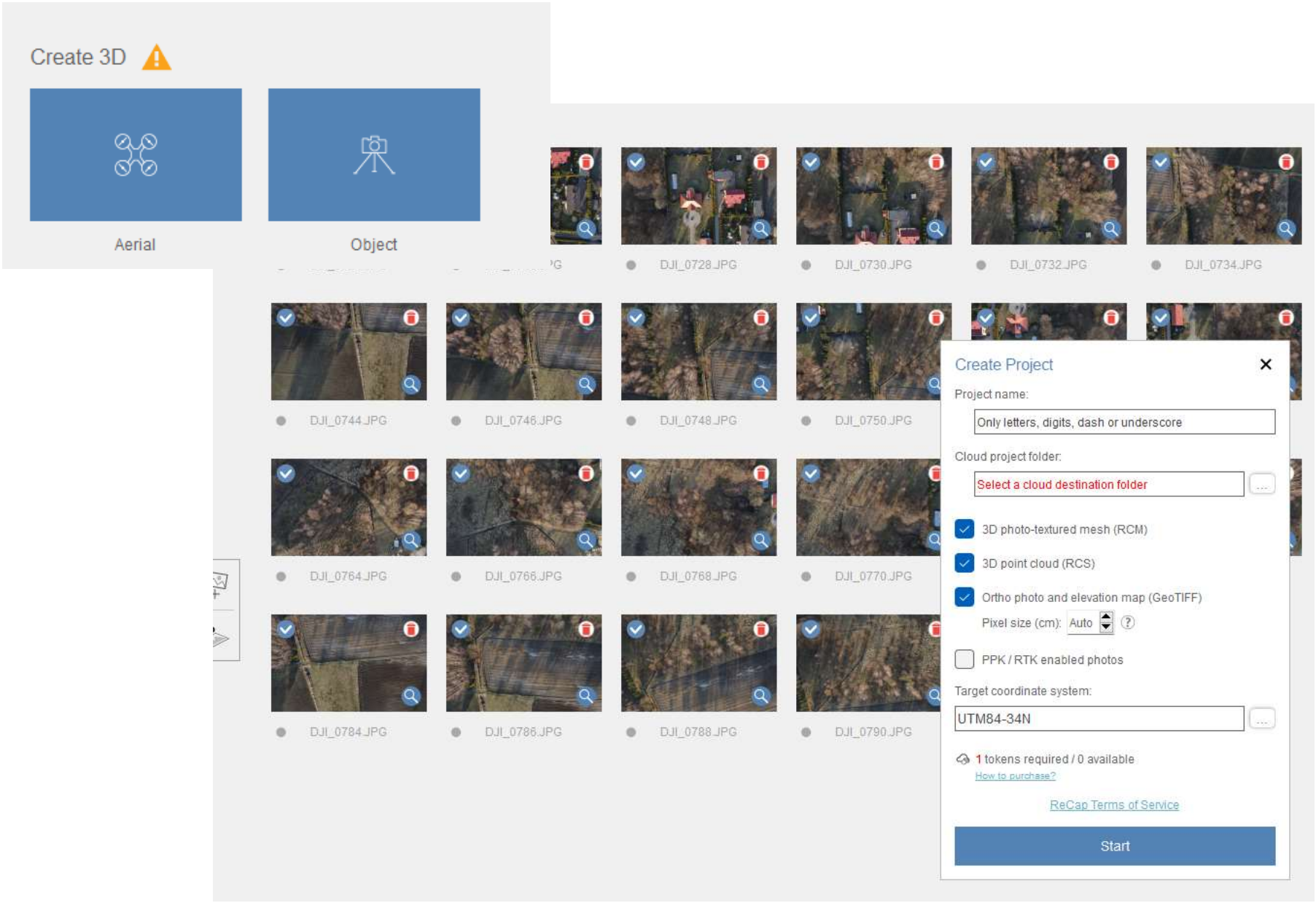


TBC Photogrammetry

1. Zakładamy projekt
Nowy lub otwieramy wzorcowy.
2. Import zdjęć
Przeciągamy dane – plik jxl lub zdjęcia.
3. Import fotopunktów
Przycisk import – definicja importu np. PNEZ.
4. Sprawdzamy misję lotu
W szczególności sprawdzamy względną wysokość nalotu – Misja – Plan – Wysokość.
5. Ustawienia projektu
Koło zębate na górnym pasku.
6. Orientacja przybliżona
Przycisk „Wyrównaj Foto Stanowiska”.
Klikamy przycisk „Wyrównaj” i „Zastosuj”.
7 . Utwórz Produkty Końcowe

- Model wysokościowy – bezbarwna chmura.
- Numeryczny Model Pokrycia Terenu – kolorowa, uwzględnia wysokość budynków, drzew.

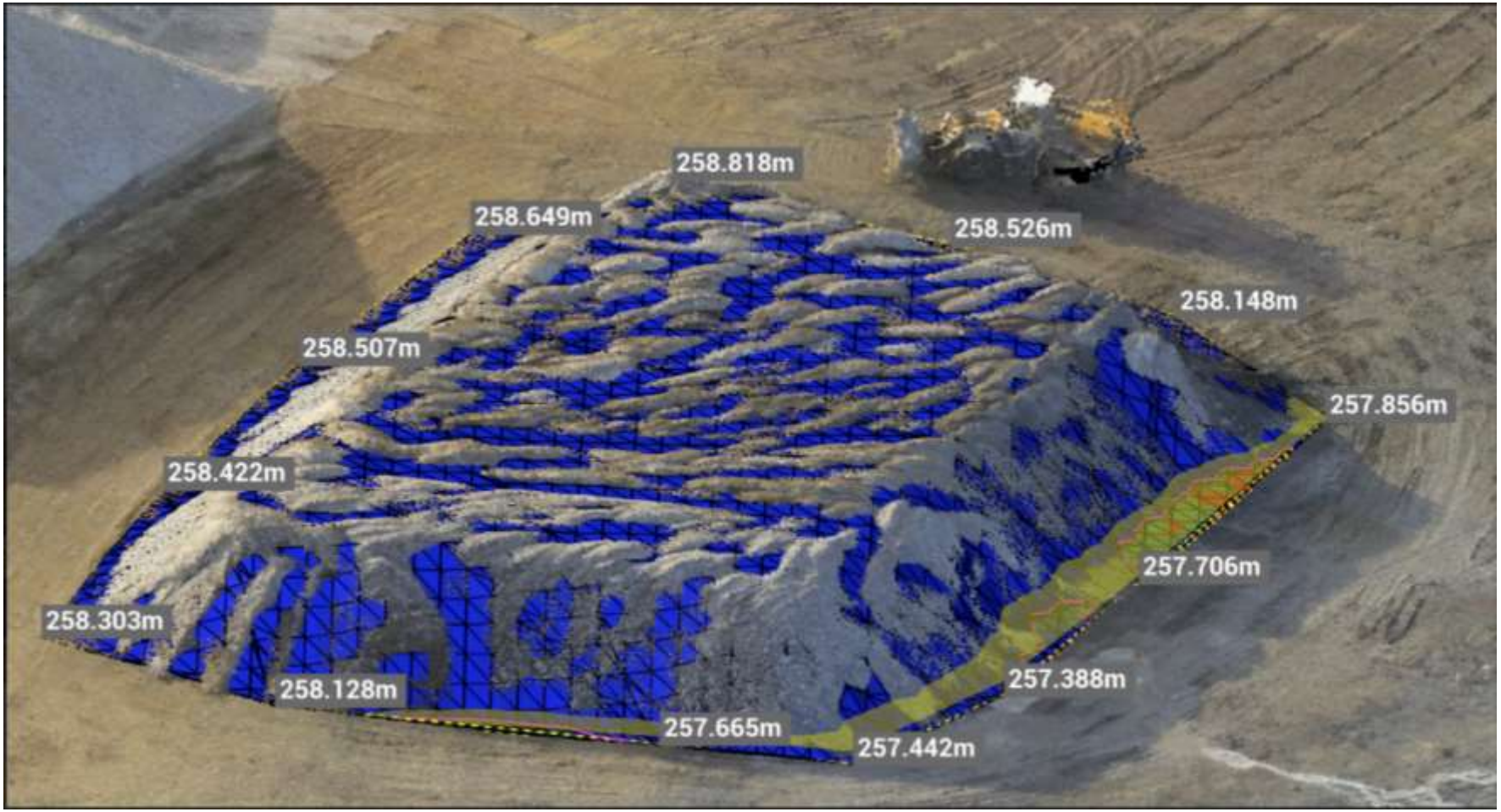
Autodesk Recap Photo



X-PHOTO / X-PAD Fusion

DEPHOS



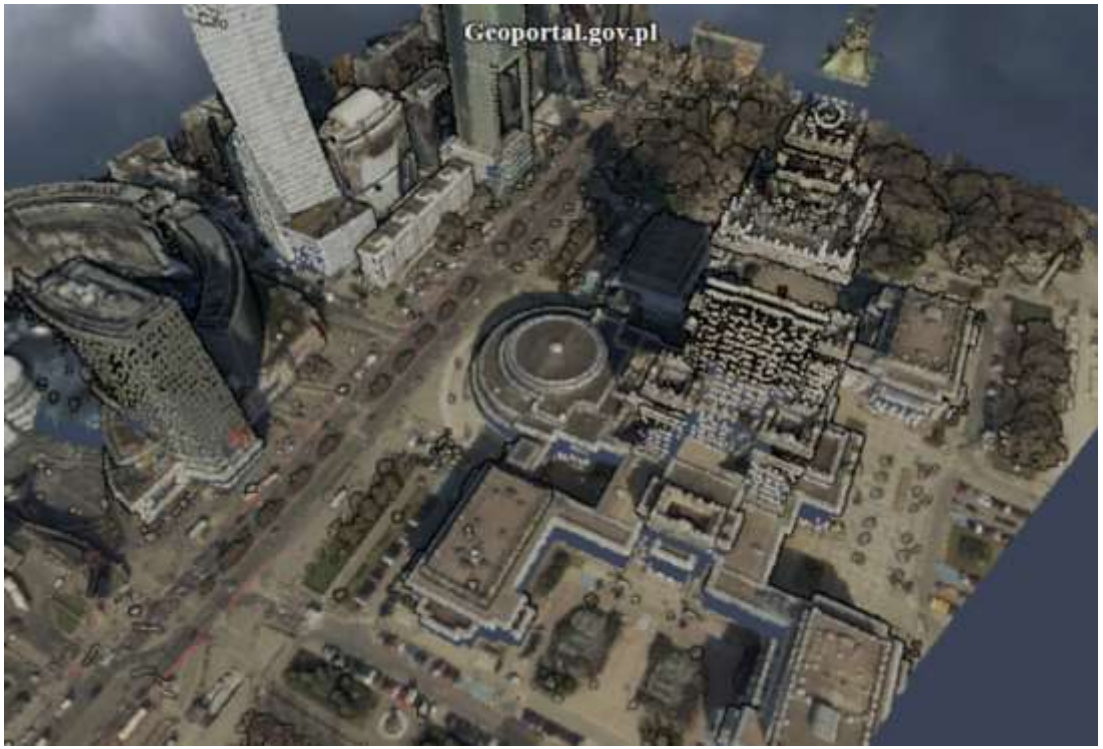


GEOPORTAL.GOV.PL

Wczytać do CAD-a, QGIS-a możemy granice, działki, rastry, uzbrojenie terenu, mapy topograficzne, ortofotomapy itd. Inne serwisy możemy znaleźć wpisując w wyszukiwarkę internetową słowa: Server WMS.

Kliknąć na mapie prawym przyciskiem myszy i wybrać ,,Widok chmury punktów”.

Dane LIDAR są też w sekcji "Dane do pobrania" - warstwa "Dane pomiarowe NMT”.



Wstawienie danych z geoportalu (WMS) do BricsCAD-a

- **MapPołącz**





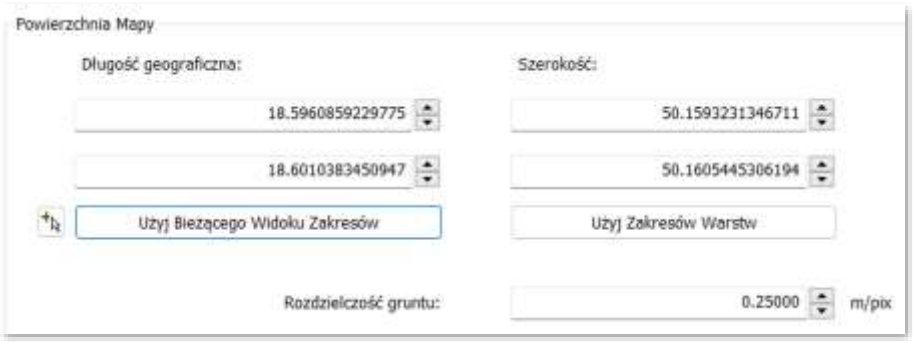












OPROGRAMOWANIE CURL

Odczyt działki ze strony gugik.gov.pl

Uruchamiamy program z parametrem „-k”. %1

curl.exe -k %1 > uldk.txt

https://uldk.gugik.gov.pl/?request=GetParcelByIdOrNr&id=241201_5.0002.AR_2.793/145&result=teryt,voivodeship,county,commune,region,parcel,geom_wkt

WKT (Well-known text) to sposób zapisu obiektów geometrii wektorowej w pliku tekstowym

```
1
241201_5.0002.AR_2.793/145|śląskie|rybnicki|Czerwionka-
Leszczyny|Książenice|793/145|SRID=2180;POLYGON((470883.383865
254971.29732,470912.152269 254944.756012,471022.14979
255094.459327,471013.011329 255103.896727,470988.964184
255128.485791,470883.383865 254971.29732))
```

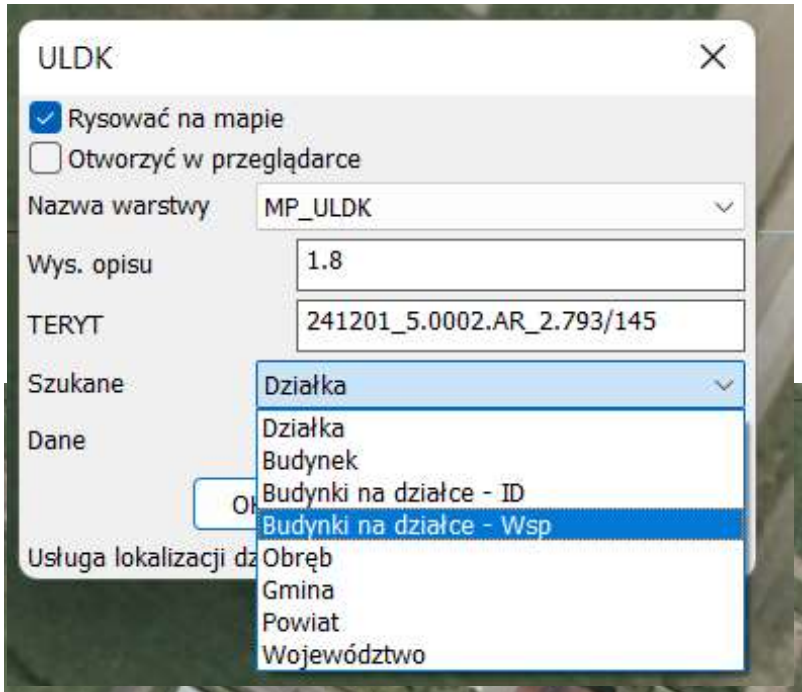
Skopiowanie pliku na stronę geolisp.pl

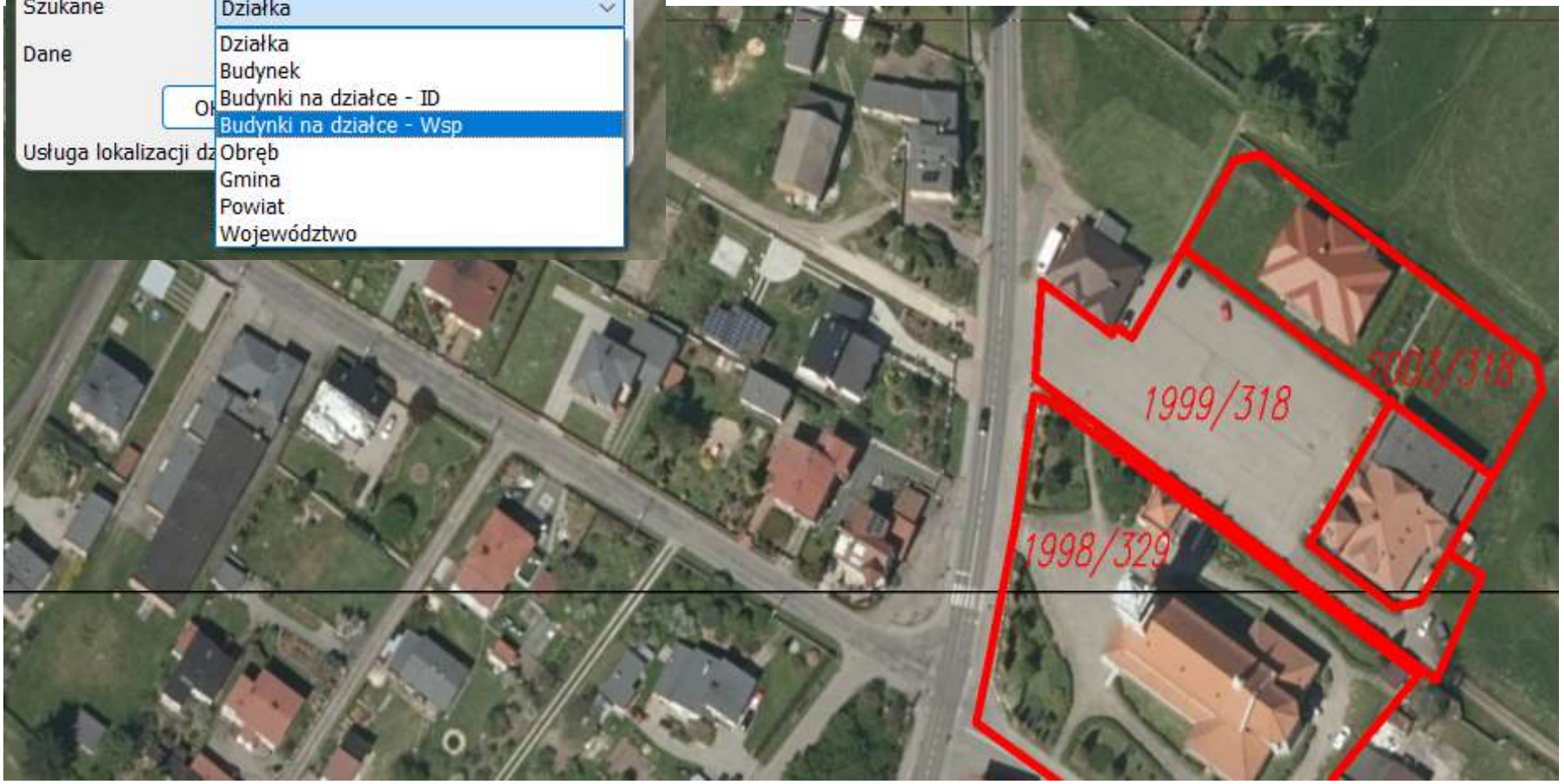
curl.exe -# -u ftp@geolisp.pl:Hasło -T "geolisp.rar" ftp://ftp.geolisp.pl/

Automatyczne wysłanie maila

Curl.exe smtp://mail.geolisp.pl:587 --mail-from geolisp@geolisp.pl --upload-file Wstrzasy.eml --user geolisp@geolisp.pl:Hasło --insecure --mail-rcpt marian.poniewiera@polsl.pl

USŁUGA LOKALIZACJI DZIAŁEK KATASTRALNYCH





Sporządzenie dowolnej mapy górniczej

Fotogrametria



Urbanistyka

Przeznaczenie terenu

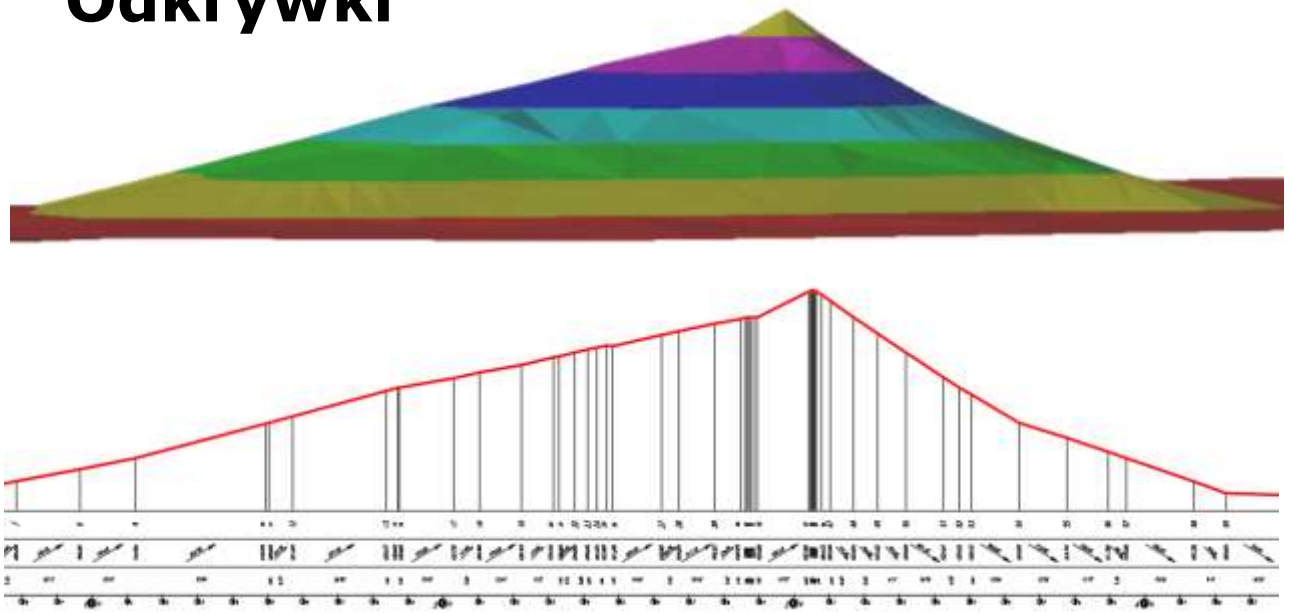
- jednorodzinnej-MN
- jednorodzinnej z us ługami-MNu
- zagrodowej-MR
- letniskowej i rekreacji indyw.-ML
- wielorodzinnej-MW
- wielorodzinnej z us ługami-MWu
- zbiorowego opiekuńczego-MB
- zbiorowego us ługowego-MBu



Kolej

- rozjazd zwyczajny ręczny
- rozjazd zwyczajny mechaniczny
- rozjazd krzyżowy ręczny dół
- rozjazd krzyżowy ręczny góra
- rozjazd krzyżowy ręczny podwójny
- rozjazd krzyżowy mechaniczny dół
- rozjazd krzyżowy mechaniczny góra

Odkrywki





Geolisp.pl

- ✓ **Szkolenia,**
- ✓ **Darmowe programy do modelowania złoża, transformacji**
- ✓ **Referaty,**
- ✓ **Do nauki języków obcych**

GEO LISP | System Obsługi Kopalnianych Map Numerycznych

Poniżej linki do samouczków w postaci filmów, kliknij na link, aby rozpocząć
Geolisp znajduje się w katalogu c:\Geolisp\Doc\.

- Kierunek Geodezja i kartografia

Zaproszenie do studiowania geodezji na Politechnice Śląskiej.

- Programy fotogrametryczne

Szkolenie 16.02.2024. Podstawy obsługi wybranych programów fotogrametrycznych (Agisoft, TBC, UASMaster, Pix4D, ReCap), np. jak z pomiarów dronem uzyskać rysunek i objętość hałdy w CAD. Omówienie ostatnich zmian w programie Geolisp.

- Parcele geologiczne, typy węgla

Szkolenie 28.04.2022. Dobranie szerokości linii na wydruku. Zmiany w prawie: parcele geologiczne, typy węgla. Wprowadzenie działek, budynków i granic z internetowych baz danych. Wykres miąższości ściany. Komunikacja z programami EDBJ (Excel - wykres Gantta).

- Lokalizacja działek katastralnych

Szkolenie 17.12.2021. Jak zwiększyć czytelność mapy poprzez dobór szerokości linii, dobranie kolorów i przeźroczystości. Usługa lokalizacji działek katastralnych. Wizualizacja opisów wyrobisk w przestrzeni trójwymiarowej. Funkcjonalności BricsCAD v.22: Civil i chmury punktów.

- Kontrola danych dodatkowych

Politechnika Śląska

SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

PORÓWNANIE WYBRANYCH PROGRAMÓW FOTOGRAMETRYCZNYCH

Dziękuję za uwagę

marian.poniewiera@polsl.pl

Tytuł referatu: Remont obmurza zbiornika retencyjnego na przykładzie KWK Mysłowice-Wesoła.

Adam ROZMUS
KWK Mysłowice-Wesoła

Zbigniew LEWANDOWSKI
KWK Mysłowice-Wesoła

Marek ROTKEGEL
GIG Katowice

Jan SZYMAŁA
GIG Katowice

Jacek MAŚLANKA
KWK Mysłowice-Wesoła

STRESZCZENIE: Artykuł naukowy koncentruje się na analizie, remoncie i modernizacji zbiornika retencyjnego nr 4 na poziomie 465 m w kompleksie KWK Mysłowice-Wesoła. Zbiornik ten, kluczowy dla infrastruktury górniczej, pełni istotną funkcję w procesie eksploatacji węgla, gromadząc urobek przed dalszym transportem na powierzchnię.
Podczas rutynowej kontroli zbiornika stwierdzono istotne uszkodzenia w postaci ubytków na obudowie, spowodowane uderzeniami strugi urobku. Działania naprawcze wymagały kompleksowego podejścia, w tym zastosowania technik dostępu linowego (alpinizmu przemysłowego) dla precyzyjnej oceny i naprawy uszkodzeń.
Prace badawcze i remontowe obejmowały instalację stanowisk zjazdowych, zjazd na linach, badania nieniszczące, zakotwienie, zabudowę uszkodzeń betonem, oraz inne innowacyjne techniki naprawcze. Staranne dostosowanie działań do warunków podziemnych oraz precyzyjne planowanie logistyki i prac remontowych były kluczowe dla skutecznego przywrócenia stateczności i funkcjonalności zbiornika. Analiza procesu remontowego ukazuje kompleksowość działań, obejmujących zarówno północną, jak i południową stronę zbiornika. Zastosowanie kotwienia, siatek stalowych, oraz innowacyjnych podejść, pozwoliło na skuteczną naprawę uszkodzeń. Ostateczny sukces remontu pozwolił na minimalizację ryzyka dalszych uszkodzeń oraz przywrócenie integralności zbiornika retencyjnego nr 4. Artykuł podkreśla również często bagatelizowaną rolę zbiorników w infrastrukturze górniczej, argumentując, że pomimo posiadania gotowych ścian i przodków chodnikowych, brak funkcjonalnego zbiornika oznacza brak kompletnego systemu eksploatacji węgla.

SŁOWA KLUCZOWE: *obudowa górnicza, remont zbiornika, stateczność wyrobiska.*

1. WSTĘP

W podziemnych zakładach wydobywających węgiel, zbiornik retencyjny stanowi kluczowy element infrastruktury, pełniąc niezastąpioną rolę w procesie eksploatacji węgla. Zlokalizowany w strategicznym punkcie, tuż przed finałowym etapem wydobycia, zbiornik retencyjny, o imponującej pojemności około 2 tys. ton węgla, odgrywa istotną funkcję gromadzenia i zabezpieczania cennego surowca.

Jego znaczenie staje się szczególnie widoczne w kontekście skomplikowanego procesu eksploatacji, gdzie węgiel urabiany jest i transportowany na taśmach do zbiornika retencyjnego. Ten przedostatni etap przed przeniesieniem węgla na powierzchnię ziemi sprawia, że zbiornik staje się niejako sercem kopalni. Sprawność jego funkcjonowania ma bezpośredni wpływ na całość procesu wydobycia, a ewentualne problemy mogą znacząco wpłynąć na efektywność całego przedsięwzięcia.

Centralnym elementem zabezpieczającym zbiornik przed wpływami naprężeń pochodzących z górotworu jest obmurze wykonane z betonu o dużej wytrzymałości i odporności na ścieranie. Grubość obmurza podlega precyzyjnym wyliczeniom projektowym, które mają na celu nie tylko efektywne zabezpieczenie struktury, ale również zachowanie stabilności w warunkach wymagających, charakteryzujących się wysokimi obciążeniami i ekstremalnymi warunkami panującymi pod ziemią.

W niniejszym artykule skoncentrujemy się na analizie procesu remontu obmurza zbiornika retencyjnego w kopalniach węgla. Biorąc pod uwagę kluczową rolę tego elementu w strukturze górniczej, nasza praca ma na celu przedstawienie wyzwań, strategii naprawczych oraz innowacyjnych podejść związanych z utrzymaniem i modernizacją zbiorników retencyjnych. Poprzez dogłębną analizę zagadnień technicznych, konstrukcyjnych i inżynieryjnych, dążymy do zgłębienia wiedzy na temat optymalizacji procesów remontu, z myślą o zapewnieniu bezpieczeństwa i efektywności wydobycia węgla w podziemnych zakładach górniczych.

2. ZBIORNIKI WĘGLOWE.

Zbiorniki retencyjne, stanowiące kluczowe wyrobiska w kontekście podziemnych zakładów wydobywających węgiel, odgrywają niezastąpioną rolę w utrzymaniu ciągłości procesu wydobycia poprzez precyzyjne zarządzanie różnicami pomiędzy dopływem a odpływem urobku. Pełnią one funkcję istotnego ogniwa w systemie transportu, tworząc efektywny bufor, który umożliwia płynny przepływ surowca w obrębie kompleksowej infrastruktury górniczej.

Współczesna inżynieria górnicza przyjmuje dwie główne koncepcje konstrukcyjne zbiorników retencyjnych: walcowe i skarpowe. Zbiorniki skarpowe, przyjmujące formę czterościennej konstrukcji(klina), wyposażone są w dwie ściany pionowe i dwie ściany pochyłe, zwane zsuwnymi. Charakteryzują się one imponującymi rozmiarami, osiągając długość do 40 m, szerokość do około 5 m oraz głębokość do 20 m. Ich ściany pionowe są wykonane z wytrzymałego żelbetu, a dodatkowe rozpory oraz wieńce zapewniają nie tylko solidność konstrukcji, lecz także zdolność do skutecznego przenoszenia obciążeń generowanych przez górotwór (Bock i in., 2016).

Z kolei zbiorniki walcowe przybierają formę pionowych wyrobisk o cylindrycznym kształcie, charakteryzującym się średnicą do 10 m oraz wysokością w niektórych przypadkach dochodzącą do 40 m. Ta konstrukcyjna forma umożliwia efektywne gromadzenie znacznych ilości urobku, co jest kluczowe w kontekście zrównoważonego zarządzania procesem wydobycia. Niemniej jednak, ze względu na swoje specyficzne parametry, zbiorniki te

wymagają szczególnej uwagi w procesach remontowych, zarówno pod względem konserwacji strukturalnej, jak i modernizacji technologicznej.

Analiza różnic między tymi dwoma koncepcjami zbiorników retencyjnych, ich specyfiką konstrukcyjną, a także wyzwaniami związanymi z procesem remontu, stanie się przedmiotem głębokiej analizy w niniejszym artykule. Poprzez zgłębienie tych zagadnień, artykuł ma na celu dostarczenie praktycznej wiedzy, istotnej zarówno dla specjalistów branżowych, jak i osób odpowiedzialnych za zarządzanie infrastrukturą górniczą, mającą kluczowe znaczenie dla zrównoważonego i efektywnego procesu wydobycia węgla.

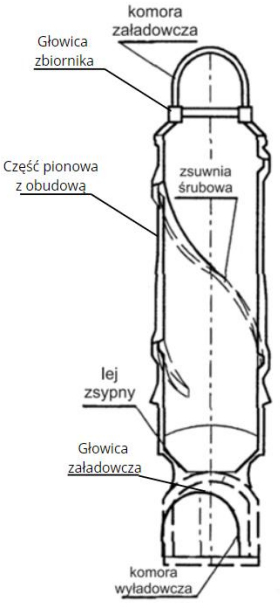
Zbiorniki retencyjne jako jedne z kluczowych wyrobisk zapewniają ciągłość wydobycia poprzez wyrównywanie różnic pomiędzy dopływem i odpływem urobku, stanowiąc bufor w systemie transportu.

W strukturze zbiorników retencyjnych walcowych, kluczowymi elementami składającymi się na ich kompleksową konstrukcję są precyzyjnie zaprojektowane i funkcjonalnie zintegrowane komponenty, z których każdy odgrywa istotną rolę w procesie gromadzenia i zarządzania urobkiem. Poniżej przedstawiono szczegółowy opis tych elementów (patrz rysunek 1):

- **Komora załadowcza** znajdująca się w górnej części zbiornika, nad jego koroną, komora załadowcza pełni kluczową funkcję przyjmowania urabianego materiału. To w niej następuje początkowe gromadzenie urobku przed jego dalszym przemieszczeniem w obrębie zbiornika. Umiejscowienie w górnej części zbiornika umożliwia efektywne kierowanie strumienia surowca w dół, maksymalizując wykorzystanie przestrzeni walcowego zbiornika.
- **Głowica zbiornika** to kluczowy element odpowiedzialny za utrzymanie stabilności oraz właściwe ukierunkowanie przepływu urobku w zbiorniku. Skonstruowana z wytrzymałych materiałów, zapewnia nie tylko integralność strukturalną, ale także efektywne kierowanie ruchem surowca wewnątrz zbiornika.
- **Część pionowa z obudową** stanowi trzon konstrukcji zbiornika. Wykonana z murowanej, betonowej lub żelbetowej konstrukcji, pełni funkcję stabilizującą i zabezpieczającą przed wpływami zewnętrznymi. Jej solidność decyduje o wytrzymałości całej konstrukcji zbiornika.
- **Lej zsypowy** umiejscowiony jest w bezpośrednim sąsiedztwie komory załadowczej i pełni rolę precyzyjnego kierownika strumienia urobku w dół zbiornika. Jego konstrukcja zapewnia kontrolowany i równomierny przepływ materiału, minimalizując potencjalne utraty czy zakleszczenia wewnątrz zbiornika.
- **Zsypnia śrubowa (spiralna)** to element mechanizacji procesu przemieszczania urobku. Według założeń ma skutecznie przesuwać materiał w dół zbiornika ruchem śrubowym.
- **Głowica załadowcza z klapą zamykającą (odcinającą)** to element sterujący przepływem urobku do komory załadowczej. Klapa, działająca jako odcinacz, umożliwia precyzyjne regulowanie ilości materiału, który wpada do komory, co jest istotne dla utrzymania optymalnej wydajności i zabezpieczenia przed potencjalnymi zakłóceniami.
- **Komora wyładowcza** zlokalizowana w dolnej części zbiornika, jest miejscem finalnego gromadzenia urobku przed jego dalszym transportem. Odpowiada za kontrolowane opróżnianie zbiornika, tworząc tym samym płynny

proces przemieszczania surowca od komory załadowczej do końcowego miejsca przeznaczenia.

Te elementy, ze względu na swoje złożone funkcje, współpracują harmonijnie, tworząc integralny system umożliwiający efektywne i bezpieczne zarządzanie procesem retencji urobku w zbiornikach walcowych.



Rys. 1. Schemat zbiornika pionowego – retencyjnego [1].
Fig. 1. Scheme of underground coal storage tank

Proces załadunku zbiornika retencyjnego pełni kluczową rolę w skomplikowanym systemie eksploatacji podziemnych kopalni węgla, umożliwiając płynne, ciągłe oraz równomierne wydobycie surowca. W kontekście zbiorników węglowych, załadunek zbiornika odbywa się grawitacyjnie, wykorzystując wysyp przenośnika taśmowego lub rozładunek naczyń transportowych kolei podziemnej. Ta efektywna metoda pozwala na precyzyjne kierowanie strumieniem węgla do komory załadowczej, inicjując tym samym proces retencji w zbiorniku.

Zbiorniki węglowe, skonstruowane z myślą o wydajnym procesie wydobycia, umożliwiają ciągłą i równomierną eksploatację węgla za pomocą szybu skipowego. Dzięki zastosowaniu tych zaawansowanych struktur, możliwe jest nieprzerwane wykorzystanie szybu, nawet w przypadku krótkotrwałych przerw spowodowanych awariami lub przestoju w zakładzie przeróbki węgla. Zbiornik retencyjny działa jak kluczowy element zapewniający ciągłość procesu wydobycia, pozwalając na kontynuację eksploatacji węgla w ścianach wydobywczych, nawet w sytuacjach, gdy inne elementy infrastruktury wymagają chwilowego zatrzymania.

Warto zaznaczyć, że czas wydobycia węgla bez korzystania ze szybu skipowego jest ściśle uzależniony od pojemności zbiorników retencyjnych. Typowe pojemności zbiorników węglowych z lat 80. ubiegłego wieku, kiedy to były one projektowane i budowane, mieściły się w przedziale od 1000 do 2500 ton urobku. Jednakże, należy podkreślić, że zbiorniki te

zostały dostosowane do ówczesnych warunków techniczno-organizacyjnych, charakteryzujących się mniejszą wydajnością maszyn i urządzeń w porównaniu do współczesnych standardów. W związku z tym, ich projektowanie uwzględniało specyfikę eksploatacji w tamtych czasach, co stanowi istotny kontekst historyczny w analizie i zrozumieniu ewolucji infrastruktury górniczej.

W wyniku wieloletniego, intensywnego użytkowania zbiorników retencyjnych, pojawiają się nieuniknione ślady eksploatacyjnego zużycia, które składają się na złożoną problematykę utrzymania tych kluczowych struktur w podziemnych kopalniach węgla. Szczególnie istotnym wyzwaniem jest występowanie uszkodzeń obudowy zbiorników, które mają swoje źródło w oddziaływaniu spadającego urobku podczas procesu załadunku.

Powszechnym uszkodzeniem, zidentyfikowanym w trakcie transportu urobku za pomocą przenośników taśmowych, jest miejscowe wytarcie obmurza zbiornika. To zjawisko wynika często z niewłaściwego ustawienia lub niedostosowania wysypu przenośnika taśmowego. W warunkach, gdzie struga spadającego urobku jest skierowana na obmurze lub lej zsypny przy utrzymywaniu pustego zbiornika, pojawia się szczególnie niekorzystna sytuacja. W wyniku tej konfiguracji eksploatacyjnej dochodzi do stopniowego zużycia obmurza wyrobiska pionowego, co może prowadzić do utraty integralności strukturalnej.

Miejscowe wytarcie obmurza nie tylko wpływa na estetykę konstrukcji, ale przede wszystkim stanowi poważne zagrożenie dla jej stabilności. Uszkodzenia obudowy, szczególnie w postaci przerwania ciągłości na dłuższym odcinku, mogą prowadzić do poważnych awarii i długotrwałych postojów w eksploatacji. W przypadku utraty stateczności obudowy, istnieje ryzyko, że cała struktura stanie się podatna na deformacje, co może wymagać skomplikowanych prac naprawczych, związanych zarówno z przywracaniem integralności konstrukcji, jak i zabezpieczeniem przed dalszymi uszkodzeniami. Dlatego też skrupulatna analiza i monitorowanie stanu technicznego zbiorników retencyjnych są niezbędne dla utrzymania bezpieczeństwa oraz ciągłości procesu wydobycia węgla w podziemnych kopalniach.

3. CHARAKTERYSTYKA REMONTOWANEGO ZBIORNIKA NR 4 NA POZIOMIE 465M.

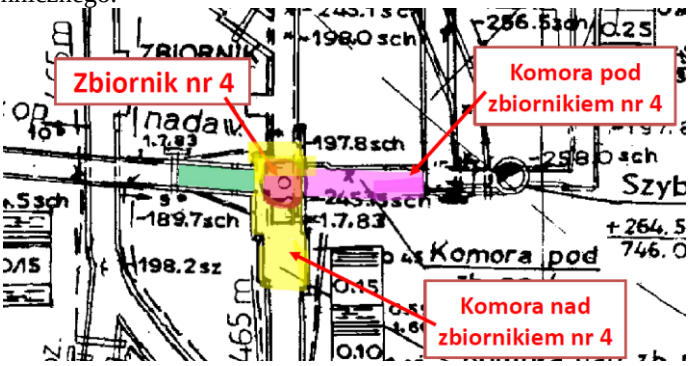
W kompleksie KWK Mysłowice-Wesoła, eksploatowane są dwa kluczowe zbiorniki retencyjne, zlokalizowane na poziomie 465 m oraz 665 m. Niniejszy opis skupi się na szczegółowej charakterystyce zbiornika nr 4, na poziomie 465 m, który wymaga pilnych działań remontowych z powodu wykrytych uszkodzeń.

Zbiornik nr 4, jako wyrobisko pionowe o funkcji retencyjnej, został pierwotnie zaprojektowany w 1982 roku i stanowi integralną część struktury podziemnej kopalni. Projekt tej konstrukcji powstał w oparciu o ówczesne przepisy BHP, które jednak nie zawierały szczególnych wymogów dotyczących projektowania zbiorników retencyjnych. Projektanci opierali się na swoim doświadczeniu, wykorzystując bazę wcześniej zrealizowanych projektów.

W skład kompleksu wyrobisk zbiornika nr 4 na poziomie 465 m wchodzą:

- **Komora nad zbiornikiem nr 4 na poziomie 465 m** pełniąca funkcję przestrzeni nad zbiornikiem, umożliwiającej kontrolę i monitorowanie procesów załadunku i retencji.
- **Przekop nadawczy na poziomie 465 m -** wyrobisko łączące komorę nad zbiornikiem z zbiornikiem, mający istotne znaczenie w logistyce przemieszczania urobku.

- **Zbiornik nr 4 na poziomie 465 m** - główne wyrobisko retencyjne, spełniające kluczową rolę w procesie gromadzenia urobku przed dalszym transportem.
- **Komora pod zbiornikiem nr 4 na poziomie 465 m** stanowiąca integralną część struktury zbiornika, pełniąca funkcję kontroli i monitorowania stanu technicznego.



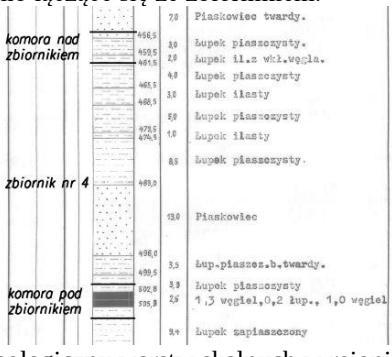
Rys. 2. Schemat wyrobisk na poziomie 465m Kopalni Mysłowice-Wesoła
Fig. 2. Scheme of underground excavations at the level of 465m in Mysłowice-Wesoła coal mine

Zbiornik retencyjny nr 4 jest przeznaczony do odbioru urobku, kierowanego następnie do szybu Karol. Jego obudowa, wykonana z betonu klasy B15 o grubości 50 cm oraz część skośna z dodatkową wykładką szynami S24 i betonem trudnościeralnym klasy B25 stanowią solidne zabezpieczenie przed oddziaływaniem dynamicznego przepływu urobku.

Dane techniczne i gabaryty zbiornika obejmują:

- Średnica zbiornika: 8,0 m,
- Głębokość części cylindrycznej zbiornika: Około 35,0 m,
- Głębokość części skośnej zbiornika: Około 5,0 m.

Wyrobiska kompleksu zbiornika nr 4 zostały zlokalizowane na poziomie 465 m między szybami Bronisław, Piotr a Karol. W warstwach orzeskich pomiędzy pokładami 341 a 349, w skład których wchodzą łupki piaszczyste, łupki ilaste, piaskowce oraz węgle, wykonane zostały wyrobiska bezpośrednio łączące się ze zbiornikiem.



Rys. 3. Profil geologiczny warstw skalnych w rejonie zbiornika nr 4
Fig. 3. Scheme of underground excavations at the level of 465m in Mysłowice-Wesoła coal mine

Należy podkreślić, że zbiornik nr 4 oraz przylegające do niego wyrobiska znajdują się w obszarze filara ochronnego dla szybów i zakładu głównego KWK Mysłowice-Wesoła. Dodatkowo, ten obszar zaliczony został do I stopnia zagrożenia wodnego, co podkreśla znaczenie podjęcia natychmiastowych działań remontowych dla zachowania integralności tej kluczowej infrastruktury górniczej.

4. STAN TECHNICZNY WYROBISK ZBIORNIKA RETENCYJNEGO NR 4 NA POZIOMIE 465M.

Podczas rutynowej kontroli zbiornika retencyjnego nr 4, wykonanego jako żelbetowa konstrukcja, wykryto uszkodzenie na głębokości około 35 m, mierząc od korony zbiornika, w postaci ubytku – wytarcia obudowy. Kamera używana do inspekcji pozwoliła zidentyfikować uszkodzenie, szacując szerokość na około 1,0 m i wysokość na 2,0 m, jednak nie było możliwe dokładne określenie głębokości tego wyżłobienia (część południowa).

W związku z trudnościami w ocenie stanu technicznego zbiornika wynikającymi z ograniczonego oświetlenia obiektu oraz obecności urobku, zdecydowano się na przeprowadzenie kontroli z wykorzystaniem technik dostępu linowego – alpinizmu przemysłowego, jako praktycznie jedynego sposobu dotarcia do całego ocenianego obiektu. Niemniej jednak, prace realizowane przy użyciu technik alpinistycznych niosą ze sobą zwiększone ryzyko. Oprócz standardowych zagrożeń związanych z pracą w zakładzie górniczym, prace te generują dodatkowe niebezpieczeństwa wynikające z poruszania się zespołu badaczy w pionie oraz w ekspozycji na wysokości.

Prace związane z kontrolą zbiornika były realizowane w trzech cyklach – tzw. pionach badawczych, a każdy cykl obejmował następujące etapy:

- Zainstalowanie stanowisk zjazdowych,
- Zjazd na linach i przeprowadzenie badań,
- Wyjście ze zbiornika do komory pod zbiornikiem,
- Przebudowa stanowisk zjazdowych do kolejnego pionu lub likwidacja.

Podczas zjazdów dokonano inwentaryzacji (pomiarów) uszkodzeń obudowy oraz przeprowadzono badania nieniszczące obudowy – sklerometryczne i ultradźwiękowe.

Zastosowanie technik alpinistycznych umożliwiło nie tylko skrupulatne zbadanie obszaru uszkodzenia, ale także zapewniło kompleksową ocenę stanu technicznego zbiornika, co stanowi kluczowe informacje dla procesu planowania i realizacji dalszych działań remontowych. Jednakże, należy podkreślić, że tego rodzaju prace wymagają szczególnej ostrożności i profesjonalnego podejścia do zagadnień bezpieczeństwa, z uwagi na specyficzne ryzyko związane z pracą na wysokości i w warunkach zbiornika retencyjnego.



Rys. 4. Uszkodzenie części skośnej zbiornika
Fig. 4. Damage oblique part in storage tank of coal



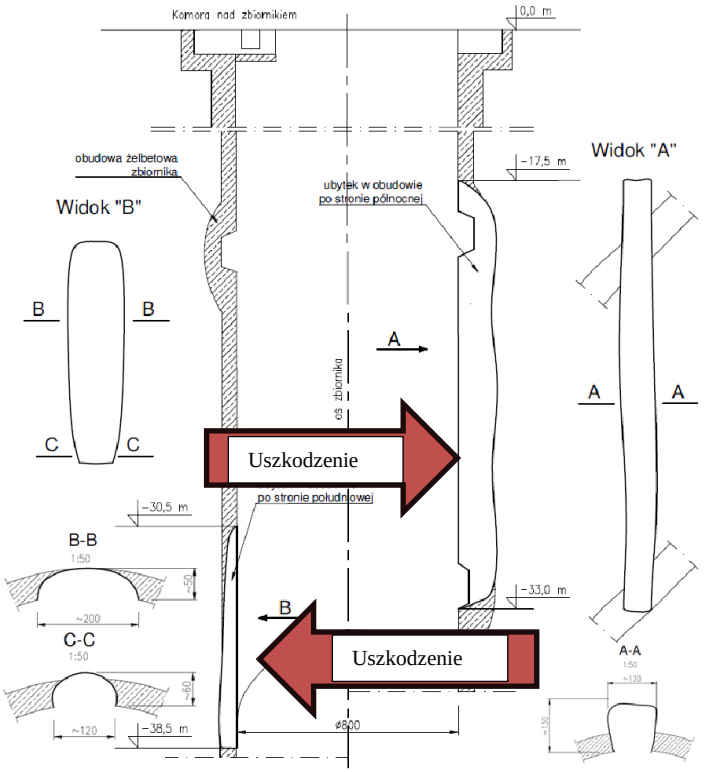
Rys. 5. Uszkodzenie pionowej obudowy zbiornika wchodzące w część spiralną
Fig. 5. Damage to the vertical mining enclosure in storage tank coal

W trakcie badań z zastosowaniem technik dostępu linowego zauważono drugie uszkodzenie, którego wcześniej nie stwierdzono. Stwierdzone uszkodzenia, zlokalizowane zarówno w północnej, jak i południowej części zbiornika, posiadają charakter wgłębień zarówno w obudowie, jak i poza nią, w samym górotworze. Są one wynikiem intensywnych uderzeń strugi urobku w konstrukcję zbiornika. Te zjawiska zostały szczegółowo zarejestrowane i zlokalizowane, co zostało przedstawione na rysunkach 4, 5 i 6.

Analiza lokalizacji uszkodzeń ukazała, że strugi urobku generujące siły uderzeniowe skoncentrowały się głównie w obszarach północnej i południowej części zbiornika, co skutkowało powstaniem charakterystycznych wgłębień w strukturze żelbetowej. Dodatkowo, uszkodzenia w górotworze świadczą o znacznych siłach, jakie oddziałują na otaczające zbiornik skały.

Rysunek 6 szczegółową mapę lokalizacji tych uszkodzeń, uwzględniając ich dokładne wymiary. W przypadku północnej części, średnica i głębokość wgłębienia zostały precyzyjnie odnotowane, podobnie jak dla uszkodzeń w południowej części. Te dane stanowią podstawę do dalszych analiz i planowania działań naprawczych.

Rozmiar i charakter uszkodzeń wskazują na znaczące wyzwanie związane z przywróceniem pełnej integralności i funkcjonalności zbiornika retencyjnego. Prace naprawcze musiały uwzględniać nie tylko uszkodzenia widoczne na powierzchni obudowy, ale także te, które wykraczają poza nią, zagłębiając się w struktury górotworu. Odpowiednia reakcja na te problemy jest kluczowa dla utrzymania bezpieczeństwa i efektywności zbiornika retencyjnego, stanowiącego serce procesu wydobycia w podziemnych kopalniach węgla.



Rys. 6. Wszystkie uszkodzenia w zbiorniku

Fig. 6. All of the damage in storage tank coal

Ocena makroskopowa stanu zbiornika, zwłaszcza w części skośnej, okazała się wyjątkowo trudna ze względu na obecność zalegającego urobku na powierzchni obudowy, która została dodatkowo wyłożona szynami. W celu przeprowadzenia oceny stanu tej kluczowej struktury, zwłaszcza w obszarze północno-zachodnim i południowo-zachodnim, gdzie zidentyfikowano uszkodzenia, konieczne było zastosowanie innowacyjnych metod pomiarowych.

W części skośnej zbiornika, na powierzchni obudowy wyłożonej szynami, brakowało możliwości oceny makroskopowej ze względu na utrudnioną wizualizację z powodu zalegającego urobku. Szczególnie istotne było dokładne zbadanie obszaru, gdzie szyny zostały zastąpione betonem natryskowym zbrojonym stalową siatką, co stanowiło znaczącą modyfikację struktury.

W celu oszacowania parametrów mechanicznych obudowy komory nad zbiornikiem, przeprowadzono kompleksowe badania ultradźwiękowe i sklerometryczne. Te zaawansowane techniki pomiarowe pozwoliły na ocenę wytrzymałości obmurza na ściskanie. Badania ultradźwiękowe, przeprowadzone za pomocą betonoskopu firmy Acoustic Control System, wykorzystały prędkość rozchodzenia się fal ultradźwiękowych, podczas gdy pomiary sklerometryczne, za pomocą młotka Schmidta firmy Proceq, oceniły wielkość odbicia bijaka.

Piony pomiarowe zostały zlokalizowane po stronie północno-zachodniej oraz po stronie południowo-zachodniej zbiornika, a pomiary przeprowadzono na różnych poziomach pomiarowych: 5,0 m, 10,0 m, 15,0 m, 20,0 m, 25,0 m, 30,0 m oraz 35,0 m. Wyniki badań nieniszczących obudowy zbiornika na odcinku od zrębu do głębokości 35,0 m wykazały, że

wytrzymałość betonu na ściskanie waha się w zakresie od 22,8 MPa do 32,7 MPa. Te dane stanowią kluczowy punkt odniesienia do dalszych analiz i planowania działań remontowych, a także dostarczają istotnych informacji o trwałości konstrukcji zbiornika retencyjnego.

5. REMONT ZBIORNIKA NR 4 NA POZIOMIE 465M.

W oparciu o zebrane informacje, opracowano kompleksowe plany naprawy, wzmocnienia i zabezpieczenia obudowy wyrobisk związanych ze zbiornikiem nr 4. Te plany uwzględniały zarówno aspekty naprawcze konieczne do przywrócenia integralności struktury, jak i środki wzmocnienia mające na celu poprawę jej trwałości i odporności na obciążenia dynamiczne.

Specjalne procedury naprawcze zostały dostosowane do rodzaju uszkodzeń, a także do specyfiki wyrobisk, co pozwoliło na indywidualne podejście do każdego obszaru wymagającego interwencji. W przypadku naprawy struktury w części skośnej, gdzie szyny zostały zastąpione betonem natryskowym, zastosowano techniki naprawcze dostosowane do tego specyficznego obszaru.

Opracowane metody naprawcze uwzględniają również aspekty bezpieczeństwa oraz minimalizację wpływu prac remontowych na ciągłość procesu wydobycia węgla. W rezultacie, opracowane strategie naprawcze dla wyrobisk związanych ze zbiornikiem nr 4 stanowią kompleksowe rozwiązanie, uwzględniające zarówno kwestie techniczne, jak i bezpieczeństwo operacyjne, co jest kluczowe dla utrzymania sprawności i stabilności infrastruktury górniczej.

Przed przystąpieniem do kluczowych prac remontowych nad zbiornikiem retencyjnym nr 4 na poziomie 465 m w kompleksie KWK Mysłowice-Wesoła, konieczne było przeprowadzenie precyzyjnych działań logistycznych. Zapewnienie dokładnego rozplanowania transportów materiałów, maszyn oraz urządzeń było niezbędne dla sprawnego przeprowadzenia remontu.

Podejście to obejmowało staranne dostosowanie prac logistycznych, tak aby zapewnić bezpieczne i efektywne przemieszczenie niezbędnych zasobów do miejsca realizacji prac remontowych. Skoordynowane planowanie transportów miało kluczowe znaczenie dla zapewnienia ciągłości działań oraz terminowego wykonania prac.

Kolejnym istotnym etapem przygotowawczym było dokładne oczyszczenie zbiornika retencyjnego z nagromadzonego urobku. Proces ten wymagał stopniowego ubierania urobku, jednocześnie przedłużając zabudowę drabiny pionowej. Skomplikowana struktura zbiornika i dostosowywanie się do warunków podziemnych wymagały precyzyjnego planowania i skrupulatnej koordynacji działań między załogą czyszczącą zbiornik, a osobami mającymi zadanie napełniania skipów szybowych.

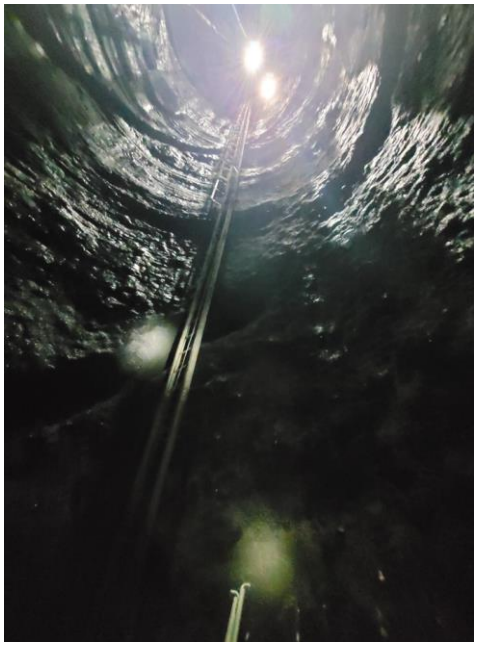


Rys. 6. Zdjęcie procesu czyszczenia zbiornika retencyjnego.
Fig. 6. Photo of the coal cleaning process in the retention tank.

Po zakończeniu procesu czyszczenia zbiornika, z zachowaniem warunków bezpieczeństwa, nasyp węglowy pozostawiono na głębokości około 36 m. W tym momencie, w celu umożliwienia dalszych prac remontowych, przystąpiono do zabudowy pomostów roboczych na ociosie północnym. To istotne działanie miało na celu dostarczenie dostępu do obszaru uszkodzenia, umożliwiając skuteczną naprawę istniejącego ubytku.



Rys. 7. Widok sytuacji w zbiorniku wykonane z korony zbiornika nr 4.
Fig. 7. View of the situation inside the tank taken from the crown of tank no. 4.

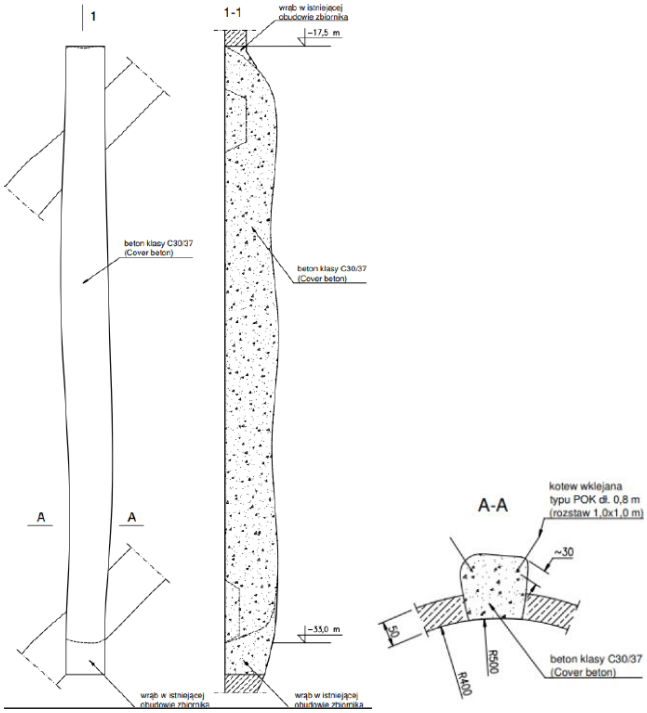


Rys. 8. Sposób zabudowy drabiny pionowej widoczny z nasypu węglowego.
Fig. 8. Method of securing the vertical ladder visible from the coal embankment.

5.1. SPOSÓB REMONTU USZKODZENIA PÓŁNOCNEGO.

W trakcie szczegółowych badań zbiornika retencyjnego nr 4, na poziomie 465 m kompleksu KWK Mysłowice-Wesoła, stwierdzono istotne uszkodzenia w postaci ubytków w jego obudowie. Te uszkodzenia, wynikające z dynamicznego oddziaływania uderzającego urobku, ze względu na swoje znaczne rozmiary, stanowią poważne zagrożenie dla integralności i stateczności struktury.

Charakteryzujące się długością około 18 m, szerokością 1,2 m oraz głębokością około 1,2 m, uszkodzenie rozciągało się na odcinku od głębokości około 17,5 m do 33,0 m, obejmując obszary zlokalizowane w okolicach spiral skrętnych zbiornika. Miejsca, w których ciągłość obudowy została przerwana, stały się szczególnie narażone na dalsze pogorszenie swojego stanu.



Rys. 9. Wzmocnienie uszkodzenia w górnej części zbiornika węglowego zlokalizowanej w północnej części

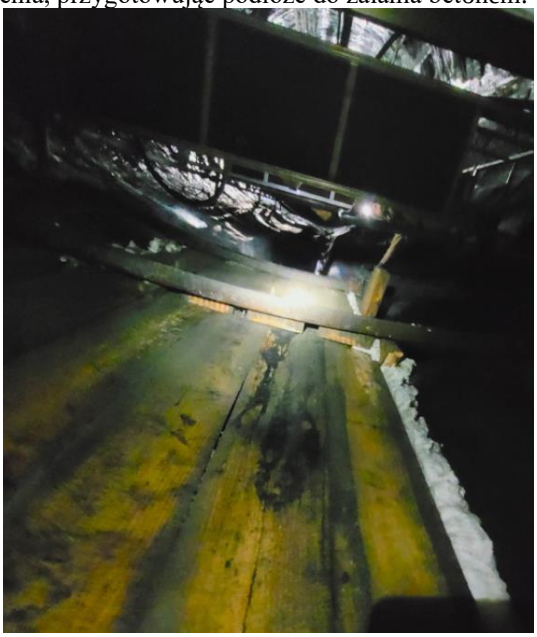
Fig. 9. Reinforcement included in the part of the storage coal tank located in the northern part

Aby przystąpić do naprawy i zabezpieczenia zbiornika, skomplikowany proces realizacji prac został starannie opracowany:

1. Na pozostawionym nasypie węglowym, osiągającym głębokość około 36 m, został zbudowany specjalny podest roboczy. Jego wysokość przekraczała uszkodzenie po stronie północnej, sięgając ponad 20 m od poziomu nasypu. Na podest ten przetransportowano niezbędne materiały, takie jak krążyny (wygięte elementy ceownika typu 100) oraz deski szalunkowe.
2. Przeprowadzono wykop (wręby) na dnie uszkodzenia, przygotowując tym samym obszar pod kolejne etapy naprawy.
3. W celu zabezpieczenia i wzmocnienia uszkodzenia o długości około 18 m, za-

stosowano kotwy typu POK o długości około 0,8 m. Kotwy te zostały umocowane w narożach uszkodzenia na całej jego długości, zapewniając stabilność struktury.

4. Następnie przystąpiono do zabudowy krążyn i desek szalunkowych w obszarze uszkodzenia, przygotowując podłoże do zalania betonem.



Rys. 10. Sposób zabudowy szalunków w miejscu uszkodzenia północnego.
Fig. 10. Method of formwork construction at the site of the northern damage.

5. Uszkodzenie o długości około 18 m zostało stopniowo zalewane betonem odcinkami o długości około 2,4 m. Beton dostarczany był z komory nad zbiornikiem nr 4, umożliwiając precyzyjne uzupełnianie ubytków.



Rys. 11. Sposób zabudowy szalunków w miejscu uszkodzenia północnego widok z pomostu roboczego.
Fig. 11. Method of formwork construction at the site of northern damage, view from the working platform.

Po zakończeniu procesu zalania betonem, odczekano na uzyskanie odpowiedniej wytrzymałości, a następnie przystąpiono do demontażu szalunków. Staranne podejście do prac naprawczych i zastosowanie innowacyjnych technik pozwoliły efektywnie przywrócić stateczność i funkcjonalność zbiornika retencyjnego nr 4, minimalizując ryzyko dalszych uszkodzeń.



Rys. 12. Betonacja uszkodzenia północnego.
Fig. 12. Concrete casting of the northern damage.

5.2. SPOSÓB REMONTU USZKODZENIA POŁUDNIOWEGO.

Charakteryzujące się wyżłobieniem o głębokości 0,8 m, szerokością 0,8 m i długością 8 m, uszkodzenie to wymagało specjalnego podejścia. Realizacja remontu uszkodzenia południowego rozpoczęła się od wykonania wyłomu w dolnej części uszkodzenia południowego. Następnie, zastosowano kotwienie poprzez cztery rzędy kotew typu POK o długości 0,8 m.

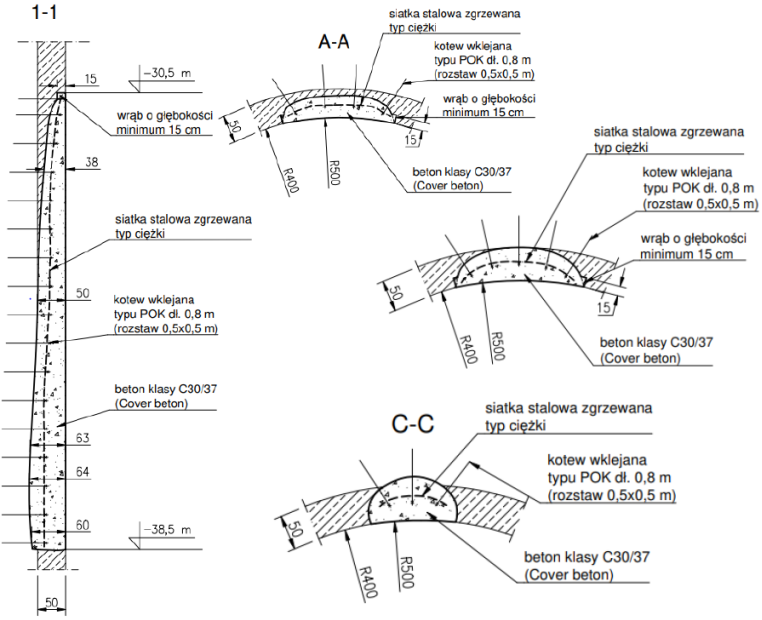


Rys. 13. Sposób zabudowy kotew POK oraz zabudowy siatki w sposób dystansowy od uszkodzenia.

Fig. 13. Method of anchoring POK anchors and installing a mesh at a distance from the damage.

Dodatkowo, zainstalowano siatkę stalową zgrzewaną typu ciężkiego, która została zabudowana dystansowo od ściany obszaru uszkodzenia południowego. W przypadku mniejszego wyżłobienia, siatka dystansowa pełniła rolę dodatkowego elementu zbrojenia betonu.

Kolejnym etapem było wykonanie szalunków i wylanie pierwszej warstwy, nazywanej "stopą ubytku", a następnie sukcesywnie zalewanie uszkodzenia kolejnymi warstwami betonu. Po zakończeniu remontu obszaru południowego, dokonano demontażu pomostów roboczych i transportu niezbędnych materiałów na koronę zbiornika.



Rys. 14. Wzmocnienie uszkodzenia w dolnej części zbiornika węglowego zlokalizowanej w południowej części
Fig. 14. Reinforcement of the damage in the lower part of the storage coal tank located in the southern part

Należy zauważyć, że nasyp zbiornika wymagał specjalnego procesu, gdyż został zabetonowany w wyniku prac technologicznych związanych z betonacją. Do jego skucia użyto urządzeń urabiających pneumatycznych. Staranne i skoordynowane działania przy naprawie uszkodzeń północnego i południowego obszaru zbiornika pozwoliły efektywnie przywrócić jego integralność i funkcjonalność.

6. PODSUMOWANIE.

Cały proces analizy, remontu i modernizacji zbiornika retencyjnego nr 4 na poziomie 465 m kompleksu KWK Mysłowice-Wesoła stanowi kompleksowe przedsięwzięcie związane z utrzymaniem infrastruktury górniczej. Zbiornik nr 4, będący kluczowym elementem struktury podziemnej kopalni, pełni funkcję retencyjną, gromadząc urobek przed dalszym etapem wydobycia.

Pierwotnie zaprojektowany w 1982 roku, zbiornik nr 4 wykorzystuje obudowę żelbetową o grubości 50 cm oraz dodatkowe wykończenia, takie jak szyny S24 i beton trudnościeralny klasy B25. Dane techniczne, takie jak średnica zbiornika (8,0 m) i głębokość części cylindrycznej (około 35,0 m), ilustrują imponujące gabaryty konstrukcji. Umiejscowienie zbiornika między szybami Bronisław, Piotr a Karol na poziomie 465 m, w warstwach orzeskich, dodatkowo podkreśla skomplikowany kontekst geologiczny.

W trakcie badań i analiz stanu technicznego zauważono istotne uszkodzenia w postaci wyżłobień w obudowie zbiornika, które wynikały z uderzeń strugi urobku. W odpowiedzi na te problemy, konieczne stało się przeprowadzenie natychmiastowych działań remontowych. Zastosowanie technik dostępu linowego (alpinizmu przemysłowego) pozwoliło na precyzyjną ocenę uszkodzeń oraz zaprojektowanie skomplikowanych napraw.

Podczas naprawy uszkodzeń południowego obszaru, zastosowano kotwy typu POK, siatkę stalową zgrzewaną typu ciężkiego i innowacyjne podejście z wykorzystaniem siatki dystansowej. Wykonanie wyłomu, zakotwienie, zabudowa i zalanie betonem były kluczowymi krokami naprawczymi. Cały proces wymagał starannego dostosowania działań do warunków podziemnych i specyfiki kopalni węgla.

W rezultacie tych skomplikowanych działań udało się efektywnie przywrócić stateczność i funkcjonalność zbiornika retencyjnego nr 4, minimalizując ryzyko dalszych uszkodzeń. Staranność i precyzja w przeprowadzeniu prac remontowych są kluczowe dla zapewnienia bezpieczeństwa infrastruktury górniczej oraz efektywnego procesu eksploatacji węgla w KWK Mysłowice-Wesoła.

Należy podkreślić, że często o wyrobiskach takich jak zbiornik zapomina się i nie bierze się pod uwagę jego ważności. Posiadanie trzech gotowych do eksploatacji ścian i sześciu uzbrojonych przodków chodnikowych, bez odpowiednio funkcjonującego zbiornika, oznacza brak kompletnego systemu. Zbiornik, jako element integralny procesu eksploatacji, jest kluczowy dla gromadzenia i zabezpieczania cennego surowca, co wpływa bezpośrednio na efektywność całego przedsięwzięcia górniczego.

LITERATURA:
[1]. Karnowka T., Grzybowski W.: Rekonstrukcjaobudowy podziemnego zbiornika podziemnego zbiornika w KWK „Rydułtowy-Anna". Górnictwo i Geoinżynieria. Zeszyt 3, str. 215–223, 2007.
[2]. Bock S., Rotkegel M., Szymała J.: Podziemne retencyjne zbiorniki węgla. Typowe uszkodzenia i metody oceny stanu technicznego. Przegląd Górniczy 3/2016. str. 39-51.
[3]. Rotkegel M., Szymała J., Szymczak J., Wilczok B.: Badania stanu technicznego obudowy szybu z wykorzystaniem technik dostępu linowego na przykładzie szybika „Południowego" w KS „Kłodawa" S.A. Budownictwo Górnicze i Tunelowe 1/2016. str. 40-48.
[4]. Rotkegel M.,Szade A., Szot Ł.: Zastosowanie skaningu laserowego 2D w ocenie stanu technicznego podziemnych obiektów geoinżynieryjnych. Przegląd Górniczy. 6/2016. str. 67-77.
[5]. Baran B., Dudek M.: Zasady dotyczące wykorzystania dostępu linowego w przemyśle. Organizacja Techników Dostępu Linowego. Łazy 2009.
[6]. Buchman K.: Wspinaczka linowa. Alpinizm przemysłowy. Materiały instruktażowe Ośrodka Doskonalenia Kadr Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Mechaników Polskich. Wrocław 2013.
[7]. Gawliczek J., Goldstein Z., Kajdasz Z., Ragus E.: Monografia ratownictwa górniczego. tom I Bytom 2003r.
[8]. Grządziel A., Syty J.: Prace profilaktyczne z zastosowaniem technik alpinistycznych. Kwartalnik Ratownictwo Górnicze nr 2/2012. Bytom.
[9]. Syty J.: Specjalistyczne zastępy ratownicze do prac z wykorzystaniem technik alpinistycznych. Kwartalnik Ratownictwo Górnicze nr 3 i 4/2014 Bytom.

The renovation of a retention tank exemplified by the KWK Mysłowice-Wesoła Coal Mine.

ABSTRACT: The scientific article focuses on the analysis, repair, and modernization of retention tank No. 4 at the depth of 465 meters in the Mysłowice-Wesoła Coal Mine complex. This tank, crucial for mining infrastructure, plays a significant role in the coal extraction process by accumulating excavated material before further transport to the surface. During routine inspection, significant damages in the form of gaps in the casing were identified, resulting from the impact of the excavated material. The repair actions required a comprehensive approach, including the use of rope access techniques (industrial alpinism) for precise assessment and repair of damages. Repair work included the installation of descent platforms, rappelling on ropes, non-destructive testing, anchoring, casing damage with concrete, and other innovative repair techniques. Meticulous adaptation of activities to underground conditions, along with precise planning of logistics and repair work, were crucial for the effective restoration of stability and functionality of the tank. The analysis of the repair process highlights the complexity of the actions, covering both the northern and southern areas of the tank. The use of anchoring, steel mesh, and innovative approaches allowed for effective damage repair. The ultimate success of the

repair minimized the risk of further damages and restored the integrity of retention tank No. 4. The article also underscores the often underestimated role of tanks in mining infrastructure, arguing that despite having ready walls and armored driveways, the lack of a functional tank signifies the absence of a complete coal extraction system.

Zastosowanie wielowariantowej obudowy o zwiększonych parametrach wytrzymałościowych typu ŁPZiem do wyrobisk drążonych w trudnych warunkach geologiczno-górniczych w KWK Mysłowice-Wesoła.

Adam ROZMUS
KWK Mysłowice-Wesoła

Zbigniew LEWANDOWSKI
KWK Mysłowice-Wesoła

Maciej KARAŚKIEWICZ
KWK Mysłowice-Wesoła

STRESZCZENIE:

Artykuł skoncentrowany jest na badaniu i implementacji nowatorskiej obudowy ŁPZiem w KWK Mysłowice-Wesoła, zwłaszcza w kontekście wyzwań napotkanych w pokładzie 404/1. Obudowa ta, będąca wynikiem współpracy Ruchu Ziemowit, Głównego Instytutu Górnictwa, i Hutą Łabędy S.A., cechuje się nowoczesnym podejściem i praktycznym zastosowaniem. Zaprojektowana by sprostać zwiększonym wymaganiom nośności oraz oferować elastyczność adaptacji do dynamicznie zmieniających się warunków geologicznych, obudowa okazała się idealnym rozwiązaniem dla KWK Mysłowice-Wesoła, gdzie wymagano systemów obudowy bardziej wytrzymałych i mniej uciążliwych podczas robót na wnękach ścianowych, zwłaszcza podczas eksploatacji ścian wydobywczych.

Obecnie, obudowa ŁPZiem jest poddana testom w KWK Mysłowice-Wesoła, z planami rozszerzenia jej użycia na pokłady 501 i 510. Przewiduje się, że zwiększone jej zastosowanie przyniesie korzyści operacyjne i poprawi bezpieczeństwo w tych dodatkowych obszarach eksploatacji.

Artykuł podkreśla, że adaptacyjność obudowy ŁPZiem do warunków geologicznych jest jednym z jej kluczowych atutów, co ma szczególne znaczenie w pokładach o zmiennych charakterystykach geologicznych. Możliwość stosowania obudowy w wariantach symetrycznych i asymetrycznych z zwiększonymi zakładkami na łukach stropnicowych i ociosowych pozwala na dostosowanie położenia końca łuku stropnicowego do stropu eksploatowanego pokładu już na etapie drążenia wyrobiska, ułatwiając pracę w trudnych warunkach.

W kontekście obudowy typu ŁPZiem, istotne aspekty to warunki geologiczne i górnicze, głębokość eksploatacji oraz wymogi techniczne. Obudowy z typoszeregu ŁPZiem są zalecanym wyborem dla kopalń, które napotykają na skomplikowane wyzwania geologiczne i górnicze. Ich konstrukcja i parametry wytrzymałościowe nie tylko zwiększają bezpieczeństwo pracowników, ale również przyczyniają się do optymalizacji kosztów.

SŁOWA KLUCZOWE: *obudowa górnicza, stateczność wyrobisk, innowacje,*

1. WSTĘP

Podstawowym celem stosowania obudów w górnictwie jest zapewnienie funkcjonalności wyrobisk poprzez utrzymanie wymaganych wymiarów przekroju poprzecznego przez cały okres ich planowanego użytkowania. W kopalni KWK Mysłowice-Wesoła podobnie jak w większości zakładów górniczych, stosuje się łukowe obudowy ŁP, wykonane z kształtowników typu V zgodnie z normą PN-H-93441-3, dostosowanych do specyficznych warunków geologiczno-górniczych oraz funkcji wyrobiska. Stosowanie stalowych obudów łukowych w wyrobiskach korytarzowych jest powszechne ze względu na zapewnienie stateczności wyrobisk.

Ruch Ziemowit był pierwszym zakładem, który zainicjował i zaimplementował nowatorską obudowę ŁPZiem, dostosowaną do specyficznych warunków swojego środowiska pracy. W ramach działań w pokładzie 318, Ruch Ziemowit napotkał na wyjątkowo trudne warunki geologiczno-górnicze, w tym na zwiększone ciśnienie górotworu, co prowadziło do deformacji wcześniej stosowanych obudów.

Tymczasem, KWK Mysłowice-Wesoła, poszukując rozwiązania, które mogłoby sprostać wyższym wymaganiom nośności, a także oferować elastyczność w dostosowaniu do zmieniających się warunków geologicznych, zwróciła uwagę na obudowę ŁPZiem. Ze względu na jej unikatowe właściwości, taka obudowa była idealnym rozwiązaniem dla KWK Mysłowice-Wesoła, której specyfika pracy wymagała wykorzystania systemów obudowy bardziej wytrzymałych i mniej uciążliwych podczas robót na wnękach ścianowych, szczególnie podczas eksploatacji ścian wydobywczych.

Stąd też, wybór obudowy ŁPZiem przez KWK Mysłowice-Wesoła, był krokiem w kierunku zapewnienia większej efektywności i bezpieczeństwa w trudnych warunkach geologiczno-górniczych, jednocześnie minimalizując uciążliwości związane z procesem wydobycia.

Obudowa ŁPZiem stanowi znaczący postęp w technologii górniczej, zwłaszcza w kontekście radzenia sobie z trudnościami, jakie stawiają warunki geologiczno-górnicze występujące w pokładach rudzkich i siodłowych. Warunki te często obejmują intensywne ciśnienie górotworu i złożone konfiguracje strukturalne, które wymagają bardziej wytrzymałego i elastycznego systemu obudowy.

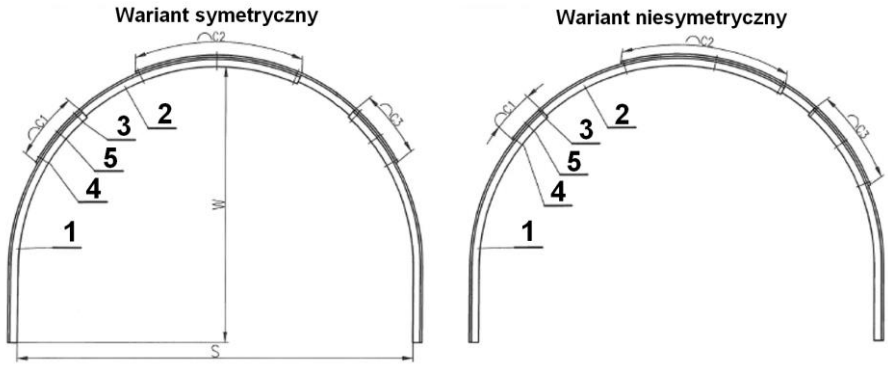
Innowacja ta podkreśla ciągłą ewolucję systemów obudowy w górnictwie, przechodząc od tradycyjnych metod do zapewnienia bezpieczniejszych i bardziej efektywnych rozwiązań w coraz trudniejszych warunkach. Wzmocnione parametry wytrzymałościowe i wielowariantowy projekt obudowy ŁPZiem nie tylko zapewniają integralność strukturalną wyrobisk, ale również oferują stopień elastyczności, który jest kluczowy w dostosowaniu się do nieprzewidywalnych warunków panujących w podziemnych kopalniach.

Dlatego niniejszy artykuł ma na celu przedstawienie zastosowania wielowariantowej obudowy ŁPZiem w kopalni KWK Mysłowice-Wesoła, demonstrując, jak skutecznie odpowiada ona na unikalne wymagania tych trudnych środowisk geologiczno-górniczych.

2. CHARAKTERYSTYKA OBUDOWA ŁPziem.

Obudowa ŁPZiem stanowi przełom w dziedzinie inżynierii górniczej, będąc odpowiedzią na rosnące wymagania bezpieczeństwa i efektywności w ekstremalnych warunkach geologiczno-górniczych. Opracowana jako wynik współpracy między Ruchem Ziemowit, Głównym Instytutem Górnictwa oraz Hutą Łabędy S.A., ta nowoczesna obudowa łączy innowacyjność z praktycznym zastosowaniem.

Obudowa ŁPZiem charakteryzuje się unikalną konstrukcją, która umożliwia jej adaptację do różnorodnych warunków pracy. Zbudowana z wysokiej jakości kształtowników stalowych, konstrukcja ta wyróżnia się zwiększoną wytrzymałością oraz możliwością wielowariantowej zabudowy (rys. 1), co jest kluczowe w pokładach o zmiennych charakterystykach geologicznych.



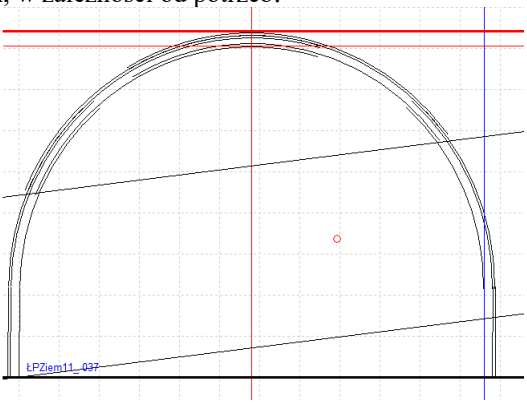
Rys. 1. Warianty zastosowania obudowy ŁPZiem. (1 – łuk ociosowy, 2 – łuk stropnicowy, 3 – strzemię górne, 4 – strzemię dolne, 5 – strzemię środkowe) [23]

Fig. 1. Variants of application of the underground excavation housing ŁPZiem. (1 – side wall arch, 2 – girder coilary arch, 3 – upper lock of the underground housing, 4 – lower lock of the underground housing, 5 – middle lock of the underground housing) [23]

Adaptacyjność obudowy ŁPZiem do warunków geologicznych jest jednym z jej kluczowych atutów, umożliwiającym szerokie zastosowanie w różnorodnych warunkach występujących w kopalniach. Istotnym elementem, który wpływa na tę adaptacyjność, jest możliwość stosowania obudowy w wariantach symetrycznych i asymetrycznych. Dzięki zwiększonym zakładkom na łukach stropnicowych oraz ociosowych, obudowa ŁPZiem pozwala na dostosowanie położenia końca łuku stropnicowego do stropu eksploatowanego pokładu już na etapie drążenia wyrobiska, co ułatwia pracę w trudnych warunkach geologiczno-górniczych.

Obudowa ŁPZiem jest zaprojektowana tak, aby zapewnić wysoką nośność, co jest szczególnie korzystne w wyrobiskach górniczych realizowanych na znacznych głębokościach. Jest to możliwe dzięki konstrukcji umożliwiającej zwiększone zakładki złączy ciernych, co umożliwia znaczne dostosowanie miąższości i nachylenia pokładu (rys. 2), upraszczając tym samym prace w miejscu skrzyżowania ściany z chodnikiem. Możliwość zmiany zakładek pozwala również na zastosowanie większej zakładki w miejscach, gdzie można spodziewać się

większych obciążeń ze strony górotworu, co przekłada się na możliwość stosowania obudowy w różnych konfiguracjach, w zależności od potrzeb.



Rys. 2. Dostosowanie obudowy ŁPziem do miąższości pokładu węgla. [23]
Fig. 2. Adapting the ŁPziem support to the thickness of the coal seam. [23]

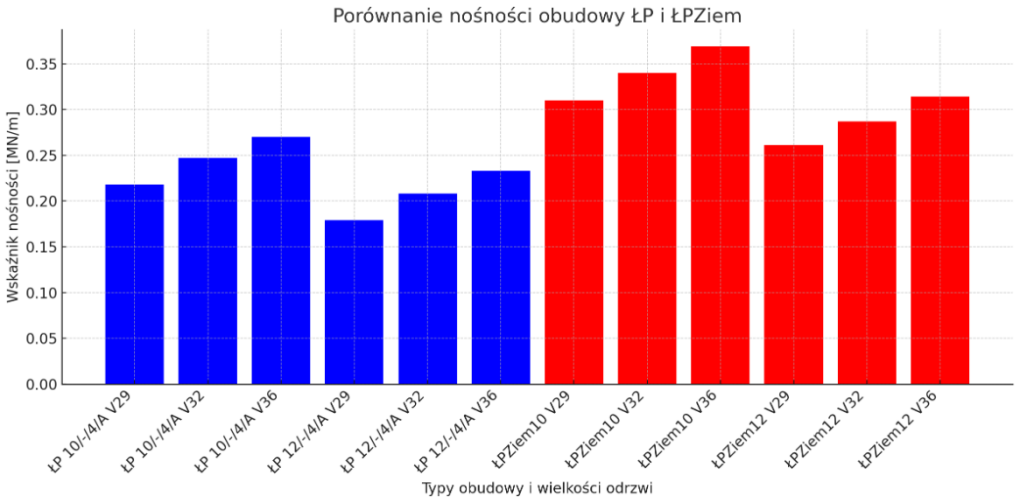
Inną charakterystyczną cechą obudowy ŁPZiem jest jeden promień gięcia R wszystkich elementów łukowych, co przekłada się na lepszą współpracę między połączonymi elementami, a także umożliwia wielowariantowe połączenie łuków na zakładkę o różnych wymiarach, nie zmieniając przy tym geometrii obrysu odrzwi. Taka konstrukcja umożliwia uzyskanie różnego usytuowania łuków stropnicowych, dostosowanego do miąższości pokładu, co stanowi dodatkową adaptacyjność do warunków geologicznych.

Porównując nośność odrzwi typów ŁP10/-/4/A, ŁP12/-/4/A z wariantami ŁPZiem10 i ŁPZiem12, można zauważyć istotne różnice w wytrzymałości przedstawione w tabeli nr 1.

Tabela 1. Porównanie obudowy ŁP z ŁPZiem.

Typ Obudowy	**Szerokość (mm)**	**Wysokość (mm)**	**Nośność V29 (MN/m)**	**Nośność V32 (MN/m)**	**Nośność V36 (MN/m)**
ŁP 10/-/4/A	5500	3800	0,218	0,247	0,270
ŁP 12/-/4/A	6100	4225	0,179	0,208	0,233
ŁPZiem10	5800	3800	0,310	0,340	0,369
ŁPZiem12	6100	4225	0,261	0,287	0,314

Podsumowując, obudowy typu ŁPZiem z zastosowaniem różnych kształtowników wykazują znacznie wyższą nośność w porównaniu z tradycyjnymi odrzwiami ŁP z zastosowaniem różnych kształtowników. To oznacza, że są w stanie wytrzymać większe obciążenia, co jest kluczowym aspektem w trudnych warunkach geologiczno-górniczych, gdzie ryzyko tąpania i innych zagrożeń jest podwyższone.



Rys. 3. Porównanie nośności obudowy ŁP i ŁPZiem.
Fig. 3. Comparison of the bearing capacity of the ŁP and ŁPZiem casing.

Wykres (rys. 3) przedstawia porównanie wskaźników nośności obudowy ŁP i ŁPZiem dla różnych typów i wielkości odrzwi (V29, V32, V36). Jak widać, obudowy ŁPZiem (zaznaczone na czerwono) wykazują generalnie wyższą nośność w porównaniu z obudowami ŁP (zaznaczone na niebiesko) dla wszystkich rozmiarów odrzwi. Wyższa nośność obudów ŁPZiem świadczy o ich większej wytrzymałości i adaptacyjności do trudniejszych warunków geologiczno-górniczych.

3. CZYNNIKI MAJĄCE WPŁYW NA DOBÓT OBUDOWY.

Wybór odpowiedniej obudowy górniczej jest procesem wymagającym starannej analizy wielu czynników, które wpływają na bezpieczeństwo i efektywność pracy w kopalni. W kontekście obudowy typu ŁPZiem, następujące aspekty zasługują na szczególną uwagę:

- **Warunki geologiczne i górnicze:** Decyzja o zastosowaniu obudowy ŁPZiem powinna być poprzedzona dokładnym rozpoznaniem geologicznym. W przypadku występowania nieprzewidywalnych warunków, takich jak niejednorodność górotworu, duży zasięg strefy spękań, strefy o znacznym ryzyku tąpania, obudowa ŁPZiem ze względu na swoją wyższą nośność i zdolność do adaptacji do zmiennych warunków może zapewnić zdecydowanie lepsze zabezpieczenie niż tradycyjne rozwiązania. Umożliwia ona również efektywniejsze zarządzanie ryzykiem, szczególnie w miejscach, gdzie ciśnienie górotworu jest znacznie zwiększone, co może występować zarówno w nowo drążonych wyrobiskach, jak i w rejonach o historii długoterminowej eksploatacji.
- **Głębokość eksploatacji:** Znaczenie głębokości eksploatacji dla wyboru obudowy wynika z faktu, że z każdym metrem głębokości wzrastają naprężenia w górotworze, co z kolei wpływa na potencjalne obciążenia obudowy. W głębszych wyrobiskach, gdzie obudowa jest poddawana większym siłom, obudowy ŁPZiem, dzięki swojej zwiększonej wytrzymałości i możliwościom dostosowania do specyfiki geologicznej, pozwalają na utrzymanie wymaganej przestrzeni roboczej

i minimalizują ryzyko deformacji, co jest kluczowe dla utrzymania ciągłości produkcji i minimalizacji przestojów.

- **Wymogi techniczne:** Specyfikacja techniczna wyrobiska, obejmująca wymiary, kształt, a także parametry eksploatacyjne takie jak miejsce zastosowania obudowy (przekop, chodnik, pochylnia), tempo postępu prac czy planowany czas użytkowania wyrobiska, ma bezpośredni wpływ na dobór obudowy. Obudowa ŁPZiem, dzięki swojej konstrukcyjnej elastyczności, umożliwia nie tylko szybką i efektywną zabudowę, ale także możliwość przystosowania do różnorodnych kształtów i rozmiarów wyrobisk, co jest szczególnie ważne w przypadku eksploatacji wysoko metanowych ścian, gdzie ilość przepływającego w wyrobisku powietrza jest kluczowa podczas zwalczania zagrożenia metanowego.

Obudowy z typoszeregu ŁPZiem są zalecanym wyborem dla kopalń, które napotykają na skomplikowane wyzwania geologiczne i górnicze. Ich konstrukcja i parametry wytrzymałościowe nie tylko zwiększają bezpieczeństwo pracowników i sprzętu, ale również przyczyniają się do optymalizacji kosztów poprzez redukcję ryzyka uszkodzeń obudowy i konieczności jej częstych napraw lub wymiany. Wybierając te obudowy, kopalnie mogą również zwiększyć efektywność eksploatacji, co jest kluczowe w dzisiejszym konkurencyjnym środowisku gospodarczym.

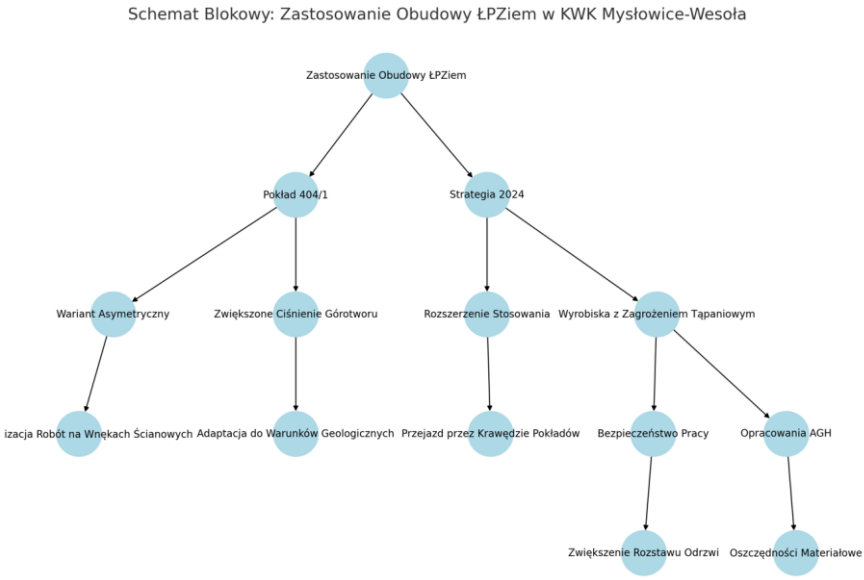
4. ZASTOSOWANIE OBUDOWY W KWK MYSŁOWICE-WESOŁA.

KWK Mysłowice-Wesoła, w odpowiedzi na wyzwania związane z eksploatacją w trudnych warunkach geologiczno-górniczych, zdecydowała się na zastosowanie obudowy ŁPZiem. W szczególności, obudowa ta została wykorzystana w pokładzie 404/1, który charakteryzuje się zwiększonym ciśnieniem górotworu.

W warunkach pokładu 404/1, gdzie napotykane są zwiększone obciążenia związane z ciśnieniem górotworu, zastosowano obudowę ŁPZiem w wersji asymetrycznej. Wybór tego wariantu był strategiczny – pozwolił na minimalizację robót na wnękach ścianowych w trakcie eksploatacji, co znacząco przyczynia się do zwiększenia efektywności pracy i zmniejszenia przestojów. Asymetryczność obudowy umożliwia bardziej elastyczne dopasowanie do specyfikacji wyrobiska oraz zapewnia lepszą adaptację do lokalnych warunków geologicznych.

W perspektywie 2024 roku, Kopalnia planuje rozszerzenie stosowania obudowy ŁPZiem, szczególnie w wyrobiskach o dużym zagrożeniu tąpaniowym. Intencją jest wykorzystanie tej obudowy w miejscach, gdzie wyrobiska przecinają się z krawędziami pokładów wyżej lub niżej leżących. Taka strategia eksploatacji ma na celu zwiększenie bezpieczeństwa pracy, zwłaszcza w obszarach o zwiększonym ryzyku geologicznym.

Zastosowanie obudowy ŁPZiem w KWK Mysłowice-Wesoła wspierane jest przez opracowania naukowe przygotowane przez Akademię Górniczo-Hutniczą w Krakowie. Analizy te sugerują, że użycie obudowy ŁPZiem może przyczynić się do zwiększenia rozstawu odrzwi obudowy, co ma istotne implikacje ekonomiczne. Zwiększenie rozstawu odrzwi nie tylko zwiększa bezpieczeństwo i stabilność wyrobisk, ale również może przynieść korzyści związane z oszczędnościami materiałowymi. Redukcja kosztów materiałów obudowy stanowi ważny element strategii zarządzania kosztami w kopalni, co jest szczególnie istotne w kontekście rosnących wymagań efektywności operacyjnej i finansowej w sektorze górniczym.



Rys. 4. Schemat blokowy zastosowania obudowy ŁPZiem w KWK Mysłowice-Wesoła.
Fig. 4. Diagram of block application of ŁPZiem lining in the Mysłowice-Wesoła coal mine.

6. PODSUMOWANIE.

Trudne warunki górniczo-geologiczne, w tym coraz głębsza eksploatacja pokładów, powodują zwiększenie ciśnienia górotworu. Ta zmieniająca się dynamika wymusza poszukiwanie nowych rozwiązań w zakresie obudów górniczych, które mogą sprostać rosnącym wyzwaniom. W odpowiedzi na te potrzeby, obudowa ŁPZiem została opracowana jako elastyczne i wysoce adaptacyjne rozwiązanie.

Zalety obudowy ŁPZiem obejmują:

- Wysoka wytrzymałość: Obudowa ŁPZiem charakteryzuje się zwiększoną nośnością, co jest kluczowe w warunkach podwyższonego ciśnienia górotworu.
- Elastyczność konstrukcyjna: Możliwość stosowania obudowy w wariantach symetrycznych
  i asymetrycznych pozwala na dopasowanie do specyficznych wymagań geologicznych i górniczych.
- Adaptacja do zmiennych warunków: Obudowa jest zaprojektowana tak, aby łatwo dostosować się do zmieniających się warunków geologicznych, co jest szczególnie istotne w przypadku pokładów o zróżnicowanych charakterystykach.
- Zwiększenie rozstawu odrzwi: Opracowania, wykonane do wyrobisk prowadzonych w KWK Mysłowice-Wesoła wykazują, że zastosowanie obudowy ŁPZiem może spowodować zwiększenie rozstawu odrzwi, zaś podczas przejazdu przez uskoki lub krawędzie pokładów nie będzie konieczności zmniejszania tego rozstawu.

- Zmniejszenie uciążliwości prac: Odpowiednia zabudowa łuków stropnicowych może minimalizować trudności i uciążliwość prac w trakcie eksploatacji ścian wydobywczych, szczególnie w miejscach o wysokim ryzyku geologicznym.
- Optymalizacja kosztów: wyższa wytrzymałość i trwałość obudowy mogą przyczynić się do zmniejszenia częstotliwości koniecznych napraw lub wymian, co oznacza oszczędności w dłuższej perspektywie.

- Bezpieczeństwo pracy: Podniesienie standardów bezpieczeństwa dla pracowników w trudnych warunkach eksploatacji.

Takie właściwości czynią obudowę ŁPZiem doskonałym wyborem dla kopalń, które stoją przed wyzwaniami związanymi z głęboką eksploatacją i zwiększonym ciśnieniem górotworu. Obudowa ta reprezentuje nowoczesne podejście do bezpieczeństwa i efektywności w górnictwie, dostosowane do specyfiki współczesnych wyzwań branżowych.

W odpowiedzi na rosnące wyzwania związane z eksploatacją w trudnych warunkach górniczo-geologicznych, KWK Mysłowice-Wesoła, we współpracy z Akademią Górniczo-Hutniczą, przeprowadziła szczegółowe opracowania wyrobisk znajdujących się w obszarach o zwiększonym ciśnieniu górotworu. Wyniki tych badań dostarczyły cennych wskazówek dotyczących efektywnego wykorzystania obudowy ŁPZiem w praktyce górniczej.

Opracowania, wykonane specjalnie dla wyrobisk prowadzonych w KWK Mysłowice-Wesoła, wykazują, że zastosowanie obudowy ŁPZiem może znacząco wpłynąć na zwiększenie rozstawu odrzwi. Ta właściwość jest szczególnie korzystna w kontekście redukcji kosztów i zwiększenia efektywności eksploatacji. Co więcej, w przypadku przejazdu przez uskoki lub krawędzie pokładów, zastosowanie obudowy ŁPZiem eliminuje konieczność zmniejszania rozstawu odrzwi. Jest to kluczowy aspekt w kontekście zachowania ciągłości i efektywności prac górniczych, szczególnie w miejscach o zwiększonym ryzyku geologicznym.

W świetle tych wyników, KWK Mysłowice-Wesoła rozważa dalsze rozwijanie strategii wykorzystania obudowy ŁPZiem w przyszłych projektach wydobywczych. W perspektywie 2024 roku, KWK Mysłowice-Wesoła planuje rozszerzenie stosowania obudowy ŁPZiem, szczególnie w wyrobiskach o dużym zagrożeniu tąpaniowym, co ma na celu zwiększenie bezpieczeństwa pracy. Zastosowanie tej obudowy wspierane jest przez opracowania naukowe AGH, które sugerują, że użycie obudowy ŁPZiem może przyczynić się do zwiększenia rozstawu odrzwi obudowy, co ma istotne implikacje ekonomiczne.

LITERATURA:

[1]. Chmielewski T. Nowak H.: Mechanika budowli. Metoda przemieszczeń. Metoda Crossa. Metoda elementów skończonych. Wydawnictwa Naukowo-Techniczne. Warszawa 1996.

[2]. Chudek M. i in. 1999 - Zasady doboru i projektowania obudowy wyrobisk korytarzowych i ich połączeń w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny. Katedra Geomechaniki, Budownictwa Podziemnego i Ochrony Powierzchni. Politechnika Śląska. Gliwice, Kraków, Katowice.

[3]. Cook R.D., Malkus D.S., Plesha M.E., Witt R.J.: Concepts and applications of finite element analysis. John Wiley & Sons, Inc. USA 2002.

[4]. COSMOS/M – User's Guide, Structural Research & Analysis Corp. Los Angeles, USA 1999.

[5]. Drzęźla B. i in. 2000- Obudowa Górnicza. Zasady projektowania i doboru obudowy wyrobisk korytarzowych w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny. Wydawnictwo Górnicze Sp. z o.o. Katowice.

[6]. Gajko G., Rotkegel M., Saługa P.:Badanie stanu naprężenia odrzwi obudowy łukowej pracującej w warunkach różnych wariantów obciążenia. Szkoła Eksploatacji Podziemnej. Kraków, Szczyrk 2002.

[7]. Gajko G.I., Rotkegel M.:Issliedowanija niesuszczziej sposobnosti arocznoj kriepi pri razlicznych wariantach nagrużenija. Ugoł Ukrainy nr 2/2003, Kijew 2003. str.45-47.

[8]. Huta Łabędy: Katalog wyrobów dla górnictwa, Wydanie 2022.

[9]. Instrukcjaruchowo-eksploatacyjna odrzwi łukowych wzmocnionych ŁPZiem z kształtowników V29, V32, V36 - IO-HŁ-246. Główny Instytut Górnictwa, Katowice 2020.

[10]. Kudłacik T., Budzyński P.,: Zastosowanie odrzwi łukowych wzmacnianych ŁPZiem w warunkach PGG S.A. Oddział KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit. Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2023.

[11]. Majcherczyk T., Niedbalski Z., Małkowski P.: Wzmacnianie obudowy wyrobisk korytarzowych w złożonych warunkach górniczo-geologicznych. Górnictwo i Geoinżynieria, 2010, z. 2, s. 451-462.

[12]. Niełacny P., Setlak K., Siodłak Ł., Doświadczenia KWK "Ziemowit" w zakresie doboru obudowy dla rozcinek ścianowych w warunkach grubego pokładu. Przegląd Górniczy 2/2008.

[13]. PN-G-15022 – Obudowa wyrobisk górniczych. Odrzwia podatne z kształtowników korytkowych. Wymagania wytrzymałościowe i badania.

[14]. PN-G-15021 – Obudowa wyrobisk górniczych. Odrzwia podatne z kształtowników korytkowych. Odrzwia łukowe podatne ŁP z kształtowników typu V.

[15]. PN-H-93441-3 – Kształtowniki stalowe walcowane na gorąco dla górnictwa. Cześć 3: Kształtowniki typu V. Wymiary.

[16]. PN-G-15021 – Obudowa wyrobisk górniczych. Odrzwia podatne z kształtowników korytkowych. Odrzwia łukowe podatne ŁP z kształtowników typu V.

[17]. PN-H-93441-3 – Kształtowniki stalowe walcowane na gorąco dla górnictwa. Cześć 3: Kształtowniki typu V. Wymiary.

[18]. Pacześniowski K. i in. 2022 - Badania nośności odrzwi obudowy typu ŁPZiem10/V36 w wariancie niesymetrycznym (gat. Stali S550W) – SprawozdanieZespołu Laboratoriów badawczych i wzorcujących GIG nr BL-2/22-81. Katowice 2022.

[19]. Phu Minh Vuong Nguyen, Rotkegel M., Hoang Do Van: Analysis of behaviour of the steel arch support in the geological and mining conditions of the Cam Pha coal basin, Vietnam. Archives of Mining Science vol 65. (2020) Issue 3. s. 551-567.

[20]. Rotkegel M., Grodzicki M.: The concept of the modification and analysis of the strength of steel roadway supports for coal mines in the Soma Basin in Turkey. Studia Geotechnica et Mechanica Volume 40, Issue 1. 2018. s. 38-45.
[21]. Rozmus M., Tokarczyk J., Michalak D.,Dudek M., Szewerda K., Rotkegel M., Lamot A., Roser J.: Application of 3D Scanning, Computer Simulations and Virtual Reality in the Redesigning Process of Selected Areas of Underground Transportation Routes in Coal Mining Industry. Energies 2021, 14(9), 2589
[22]. Rułka K. i in. 2001 - Uproszczone zasady doboru obudowy odrzwiowej wyrobisk korytarzowych w zakładach wydobywających węgiel kamienny. Główny Instytut Górnictwa, Seria Instrukcje, Nr 15, Katowice.
[23]. Rotkegel M., Rozmus A., Kudłacik T., Techmański Z., Maślanka J.: Wielowariantowa obudowa typu ŁPZiem do zabezpieczania wyrobisk drążonych w trudnych warunkach geologiczno-górniczych. Przegląd Górniczy 1/2023.
[24]. Wardas A., Bobek R., Śledź t., Twardokęs J., Ratajczak A., Głuch P.: Sposoby wzmocnienia górotworu dla poprawy stateczności wyrobisk korytarzowych na dużej głębokości w warunkach występowania zagrożeń naturalnych i technicznych w kopalniach węgla kamiennego. Zeszyty Naukowe IGSMiE PAN 2016, nr 94, s 53-66.

Application of the Multivariant ŁPZiem Support with Enhanced Strength Parameters for underground Excavations in Difficult Geological and Mining Conditions at KWK Mysłowice-Wesoła.

ABSTRACT:

The article focuses on the research and implementation of the innovative ŁPZiem mining support in KWK Mysłowice-Wesoła, particularly in the context of challenges encountered in seam 404/1. This support, a result of collaboration between Ruch Ziemowit, the Main Mining Institute, and Huta Łabędy S.A., is characterized by a modern approach and practical application. Designed to meet increased load-bearing requirements and offer flexibility in adapting to dynamically changing geological conditions, the support has proven to be an ideal solution for KWK Mysłowice-Wesoła, where more durable and less cumbersome support systems were required, especially during the exploitation of mining faces.

Currently, the ŁPZiem support is being tested in KWK Mysłowice-Wesoła, with plans to expand its use to seams 501 and 510. It is anticipated that its increased application will bring operational benefits and improve safety in these additional areas of exploitation.

The article emphasizes that the adaptability of the ŁPZiem support to geological conditions is one of its key advantages, which is particularly significant in seams with variable geological characteristics. The ability to use the support in both symmetrical and asymmetrical versions with increased overlaps on arches and spandrel beams allows for adjusting the position of the end of the arch beam to the roof of the exploited seam already at the stage of excavation, facilitating work in difficult conditions.

In the context of the ŁPZiem type support, important aspects include geological and mining conditions, depth of exploitation, and technical requirements. Supports from the ŁPZiem series are recommended for mines facing complex geological and mining challenges. Their design and strength parameters not only increase the safety of workers but also contribute to cost optimization.



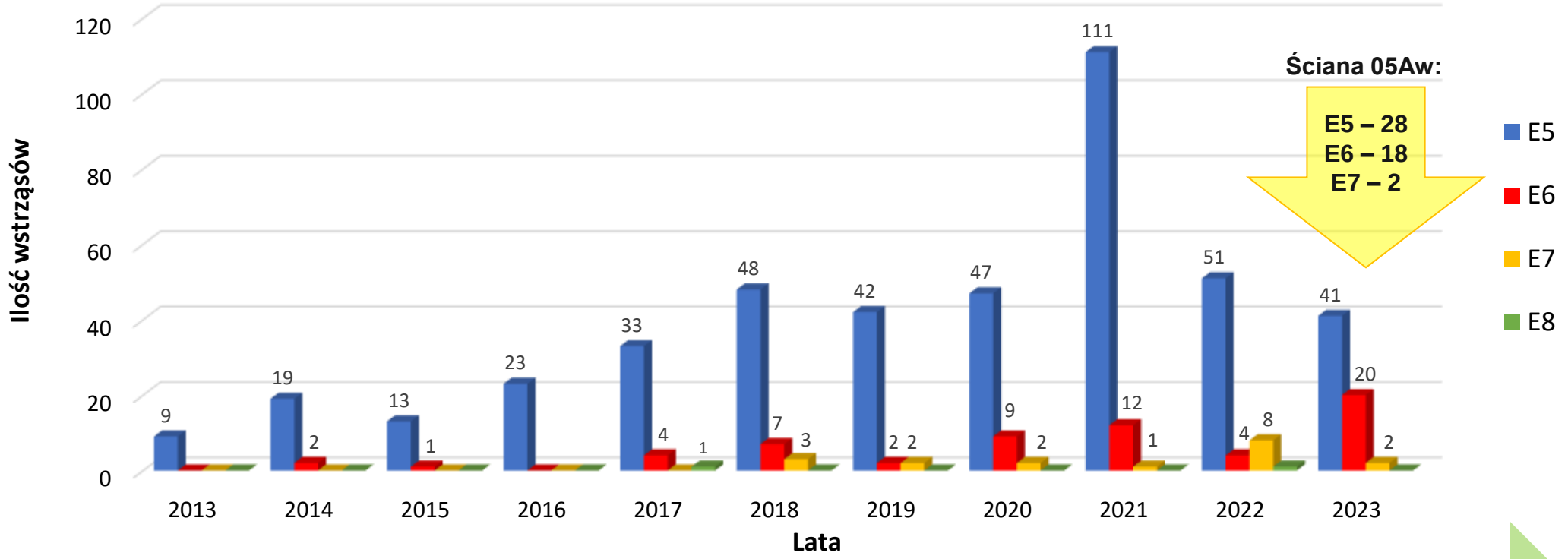
Ocena zagrożenia tąpaniami i wstrząsami w czasie prowadzenia eksploatacji pokładu grubego w okresie wzmożonej aktywności sejsmicznej oraz stosowana profilaktyka tąpaniowa zwalczania tych zagrożeń, na przykładzie ściany 05Aw w pokładzie 510 w PGG S.A. Odział KWK Mysłowice-Wesoła

Adam Rozmus, Zbigniew Lewandowski, Jacek Lewandowski

POLSKA GRUPA GÓRNICZA
Oddział KWK MYSŁOWICE-WESOŁA

Kraków, 26 – 28 luty 2024r.

Aktywność sejsmiczna rejestrowana w KWK Mysłowice-Wesoła w latach 2013-2023

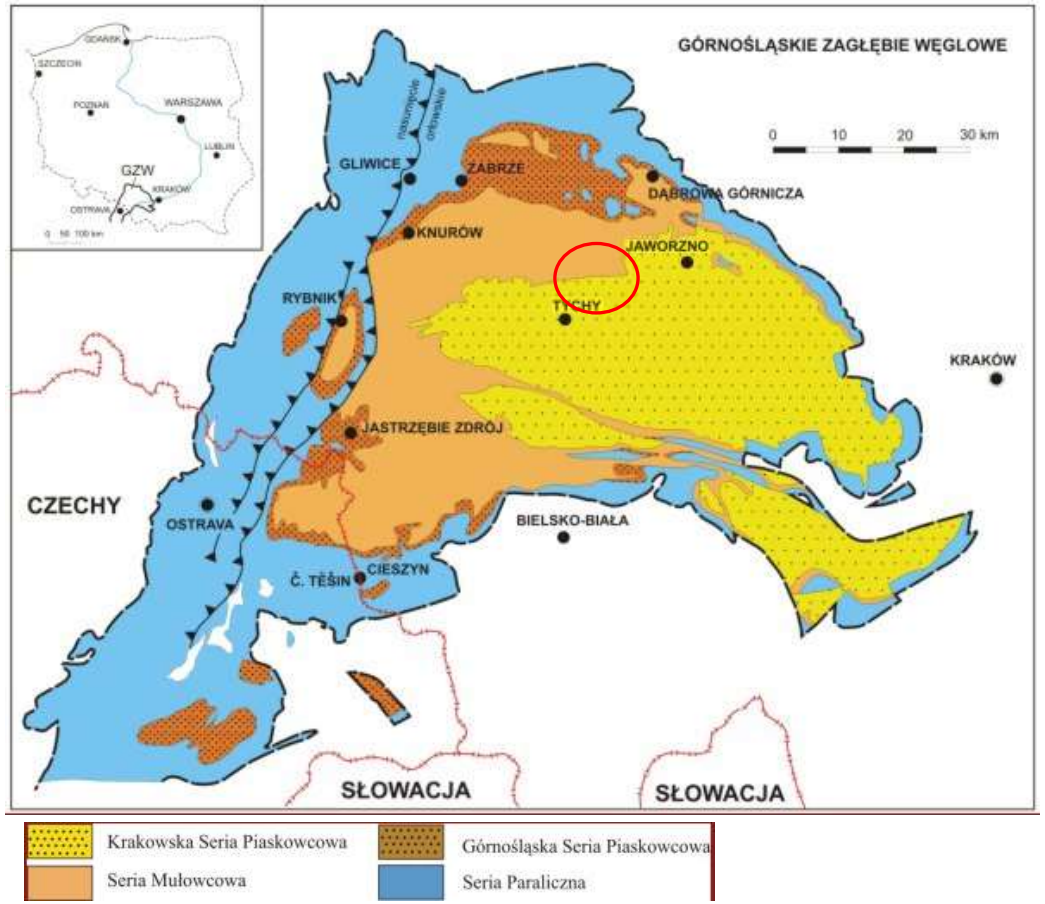


głębokość eksploatacji

trudne warunki górniczo-geologiczne

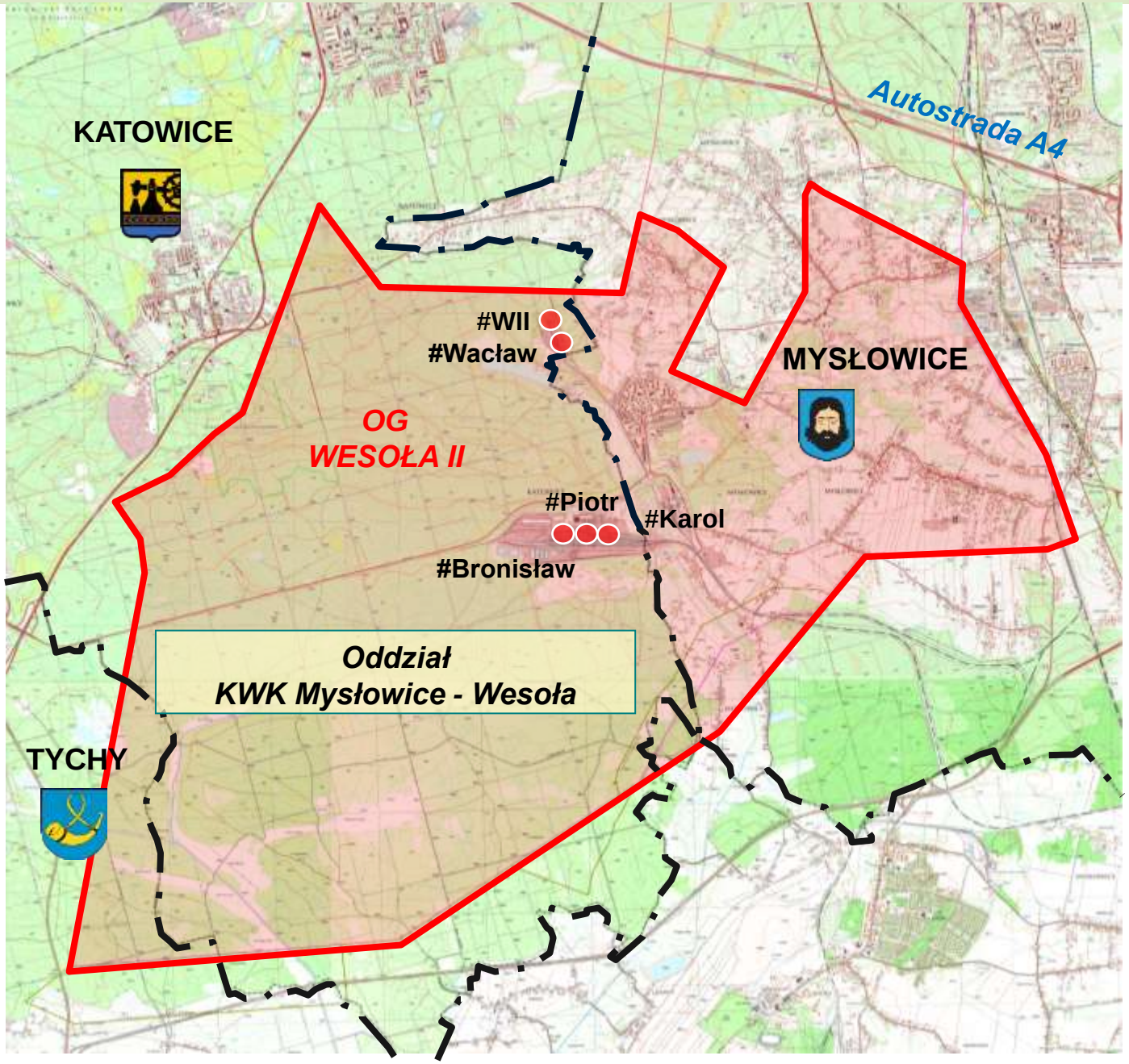
wieloletnia, wielopokładowa eksploatacja

Lokalizacja Oddziału KWK Mysłowice – Wesoła



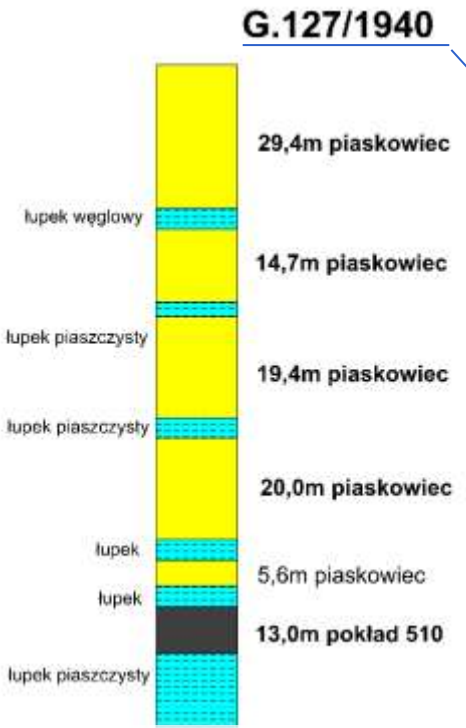
Obszar górniczy
Oddziału KWK Mysłowice-Wesoła

Obszar górniczy „Wesoła II”	ok. 40,428 km^2
Teren górniczy Wesoła II	ok. 46,395 km^2

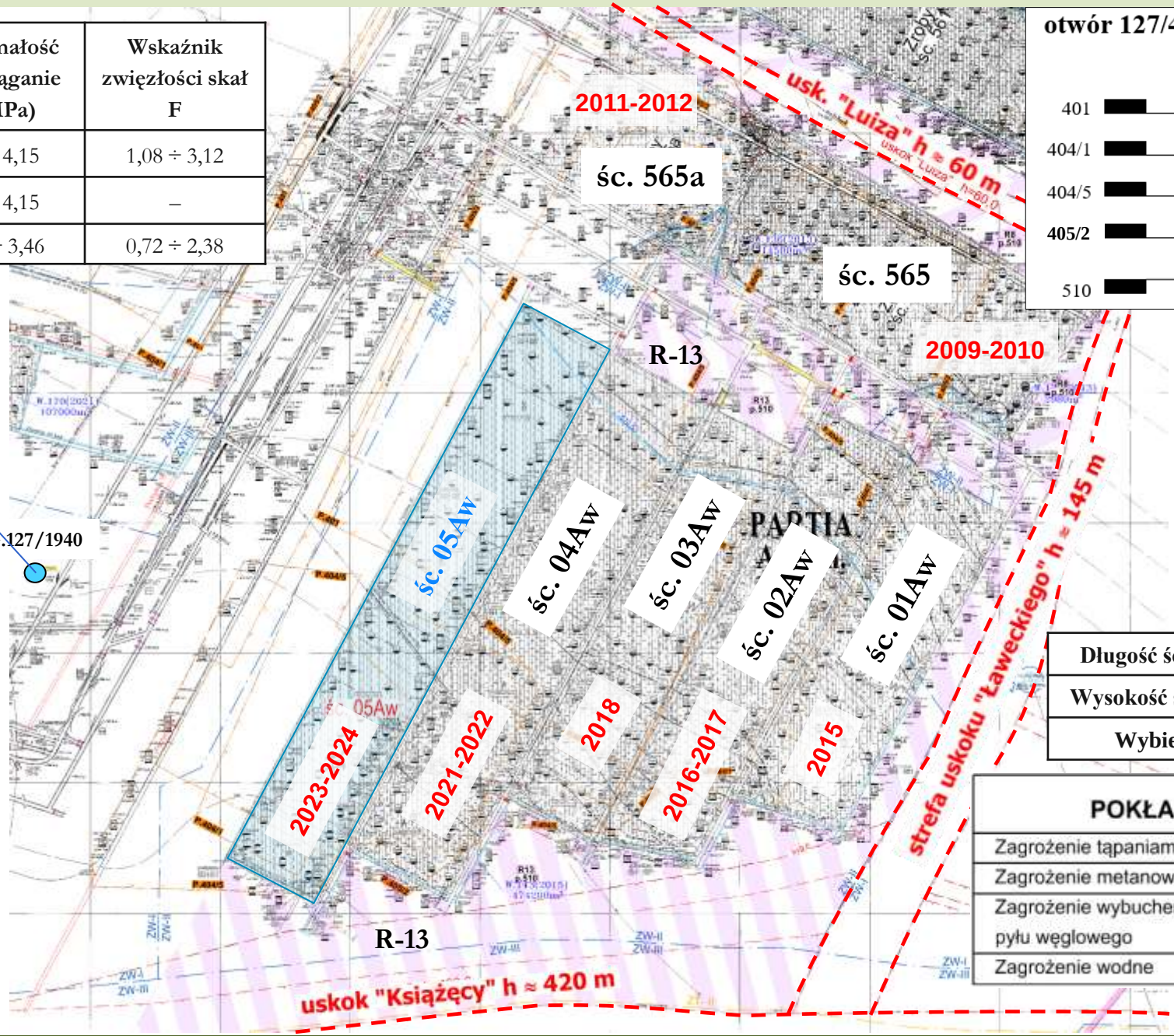


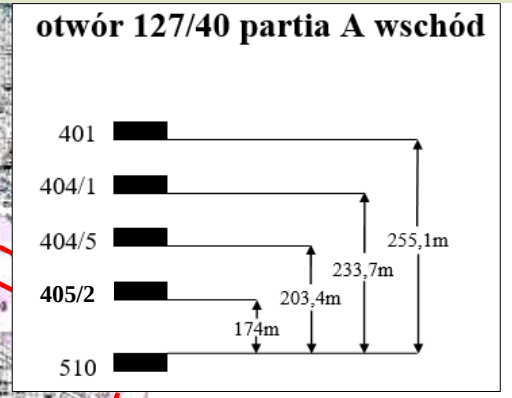
Dokonana eksploatacja podstropowej warstwy pokładu 510

Rodzaj warstwy		Wytrzymałość na ściskanie Rc (MPa)	Wytrzymałość na rozciąganie Rr (MPa)	Wskaźnik zwięzłości skał F
Strop	Piaskowiec	10,8 ÷ 52,5	0,69 ÷ 4,15	1,08 ÷ 3,12
	Łupek ilasty	34,8 ÷ 44,1	3,41 ÷ 4,15	–
Pokład	Węgiel	7,2 ÷ 34,9	0,462 ÷ 3,46	0,72 ÷ 2,38



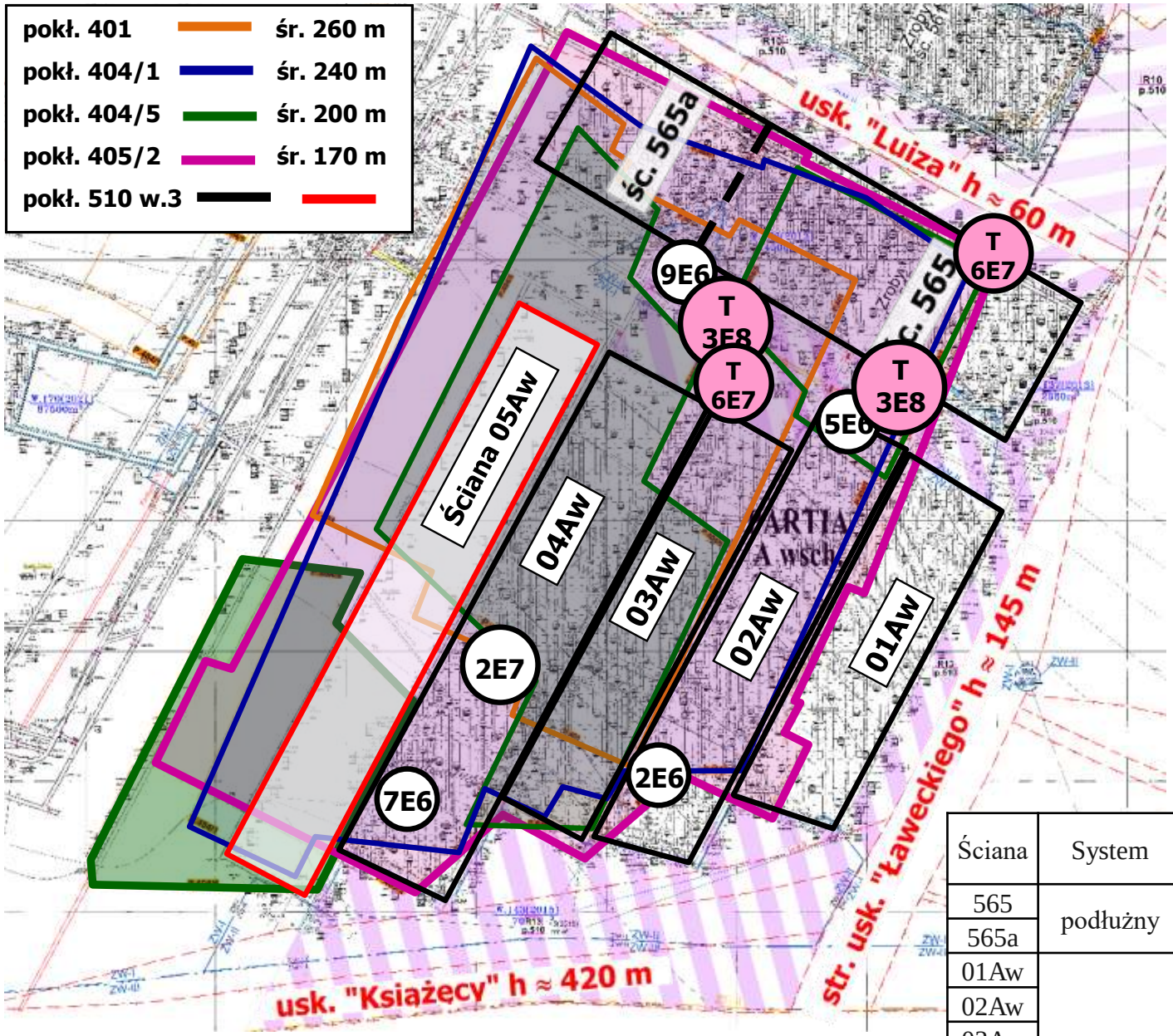
głębokość zalegania pokładu 510 od 800m do 930m

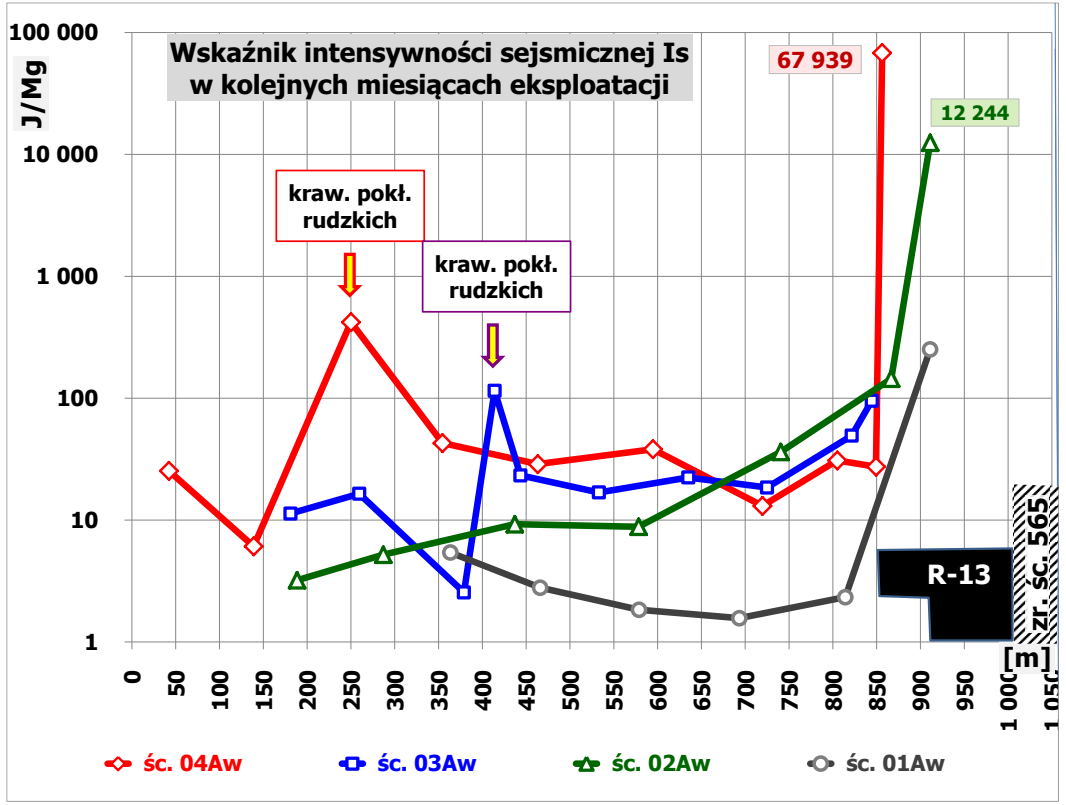




Długość ściany	146 m
Wysokość ściany	do 3,0 m
Wybieg	967,25 m

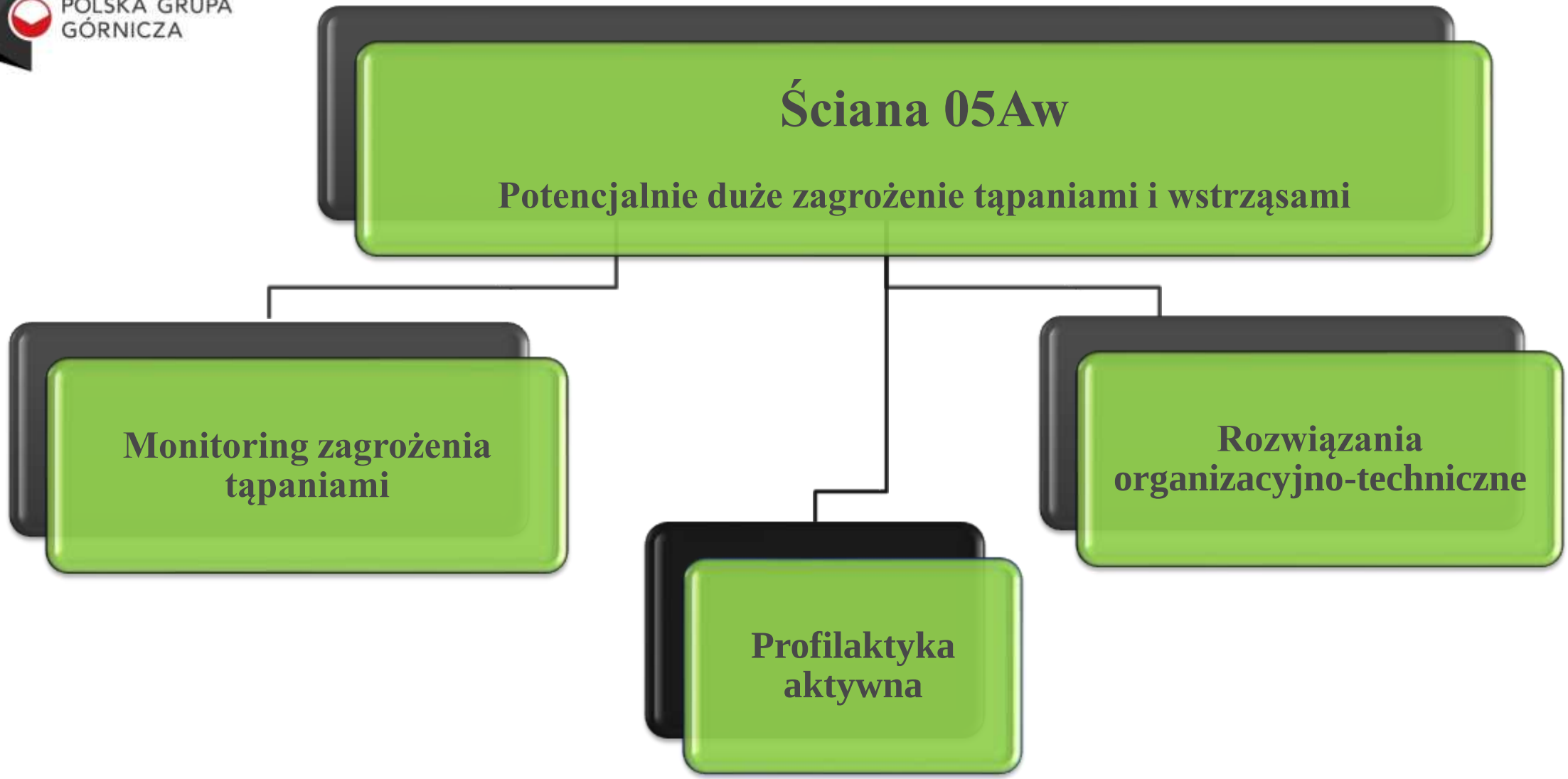
POKŁAD 510	
Zagrożenie tąpaniami	*II stopnia*
Zagrożenie metanowe	*IV kategorii*
Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego	*klasa B*
Zagrożenie wodne	*I-III stopnia*

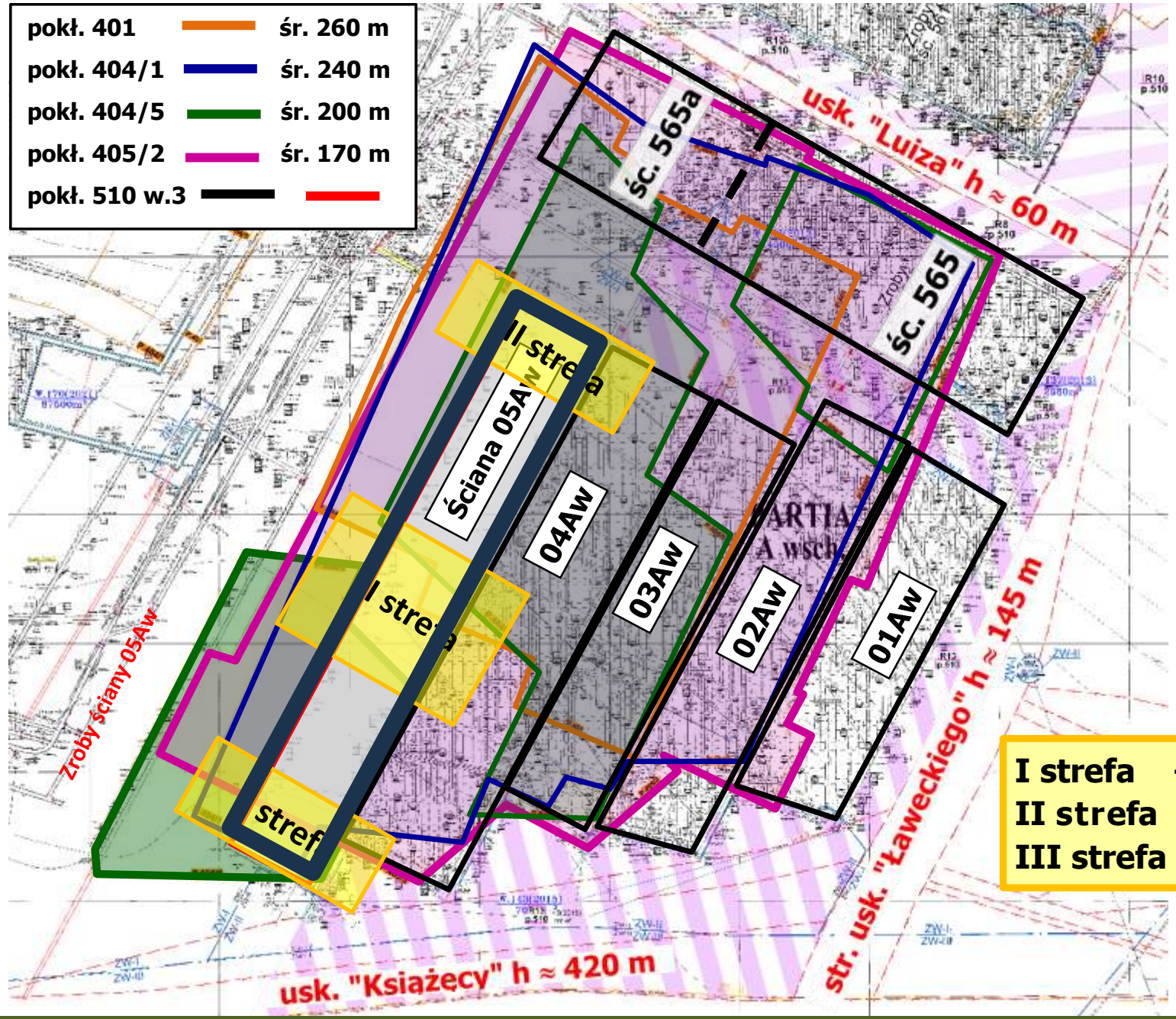




(Cała, 2023)

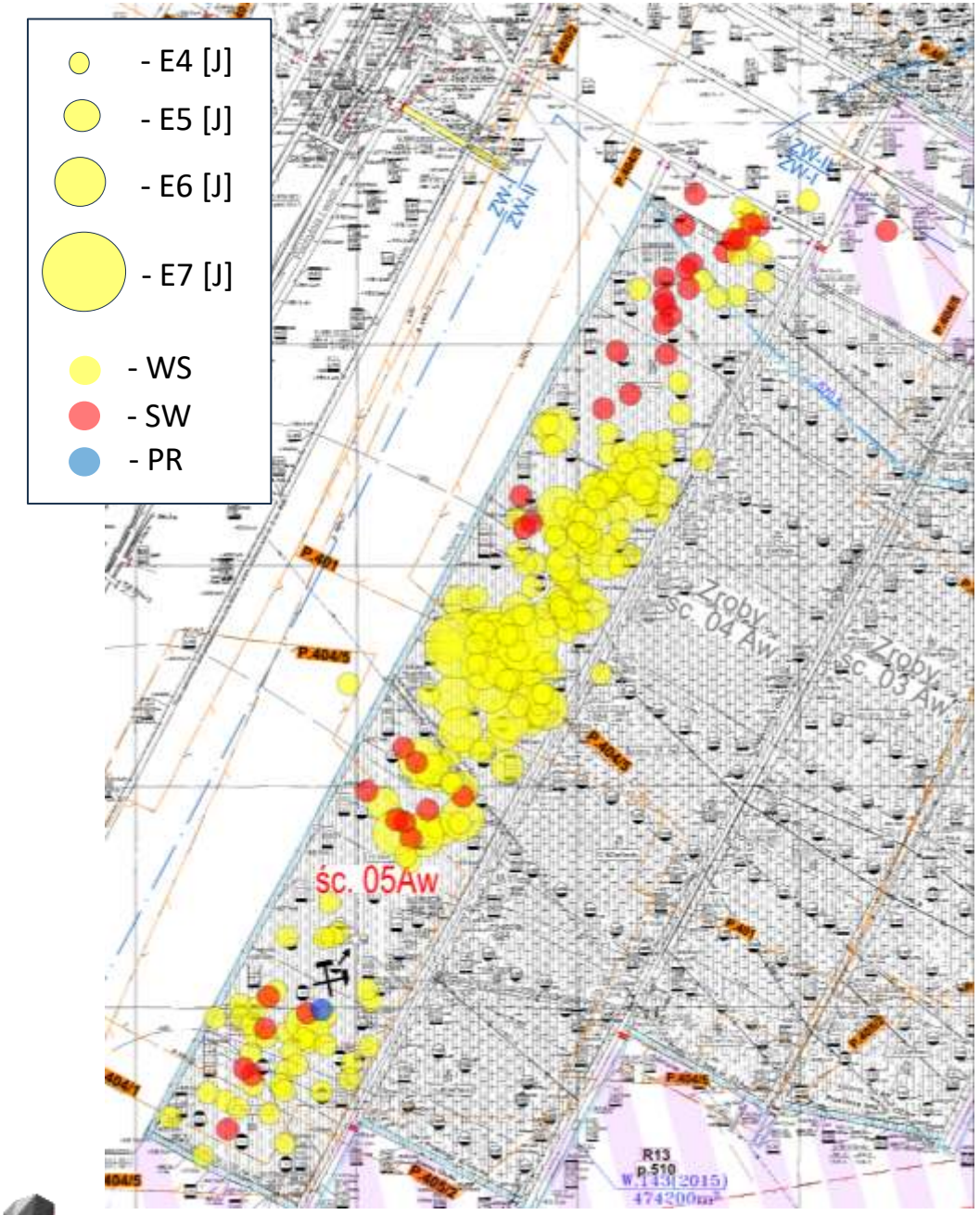
Ściana	System	Okres eksploatacji	E2 [J]	E3 [J]	E4 [J]	E5 [J]	E6 [J]	E7 [J]	E8 [J]	∑ N	∑ E [J]
565	podłużny	2010 ÷ 2011	345	281	30	0	0	0	0	656	2,1 E+06
565a		2011 ÷ 2012	767	183	17	0	0	0	0	967	1,3 E+06
01Aw	poprzeczny	2015	314	132	6	2	0	0	0	454	2,1 E+06
02Aw		2016÷ 2017	437	392	59	9	1	0	1	899	310,0E+06
03Aw		2018÷ 2019	142	401	71	6	1	0	0	621	8,7E+06
04Aw		2021-2022	450	566	89	20	1	2	1	1129	300,3E+06
05Aw		2023	1403	880	205	28	**18**	**2**	0	2536	109,6 E+06


Ściana 05Aw
Potencjalnie duże zagrożenie tąpaniami i wstrząsami
Monitoring zagrożenia tąpaniami
Profilaktyka aktywna
Rozwiązania organizacyjno-techniczne

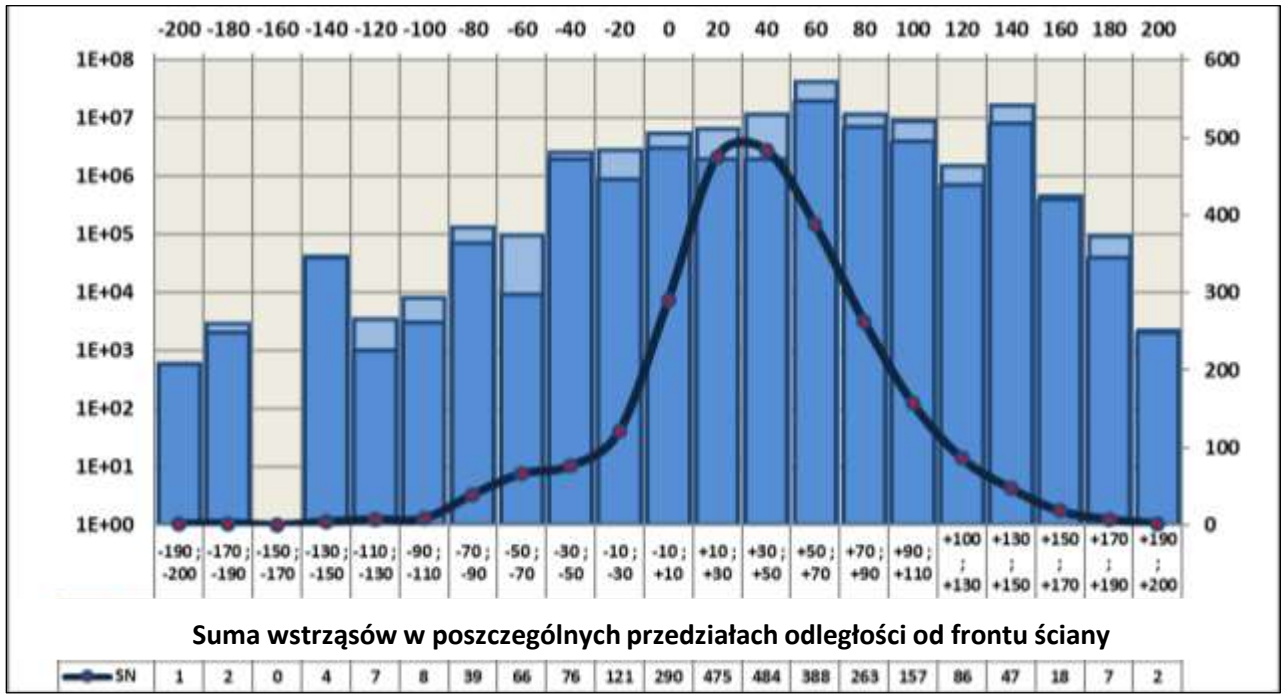


I strefa – 0 m ÷ 110 m postępu
II strefa – 320 m ÷ 540 m postępu
III strefa – ostatnie 100 m postępu

Aktywność sejsmiczna w rejonie ściany 05Aw

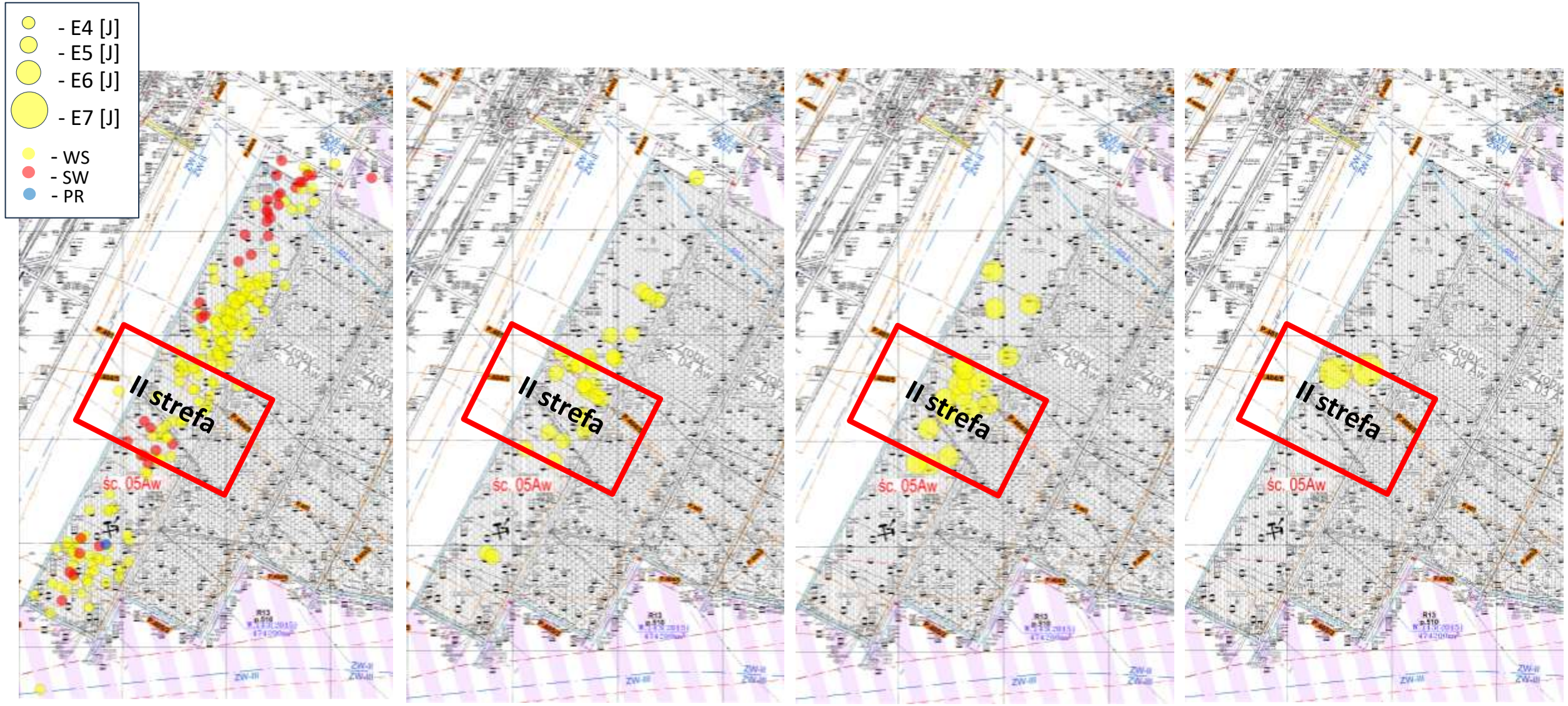


Ściana 05Aw - rozkład wstrząsów ≥ E3 [J] wokół frontu ściany



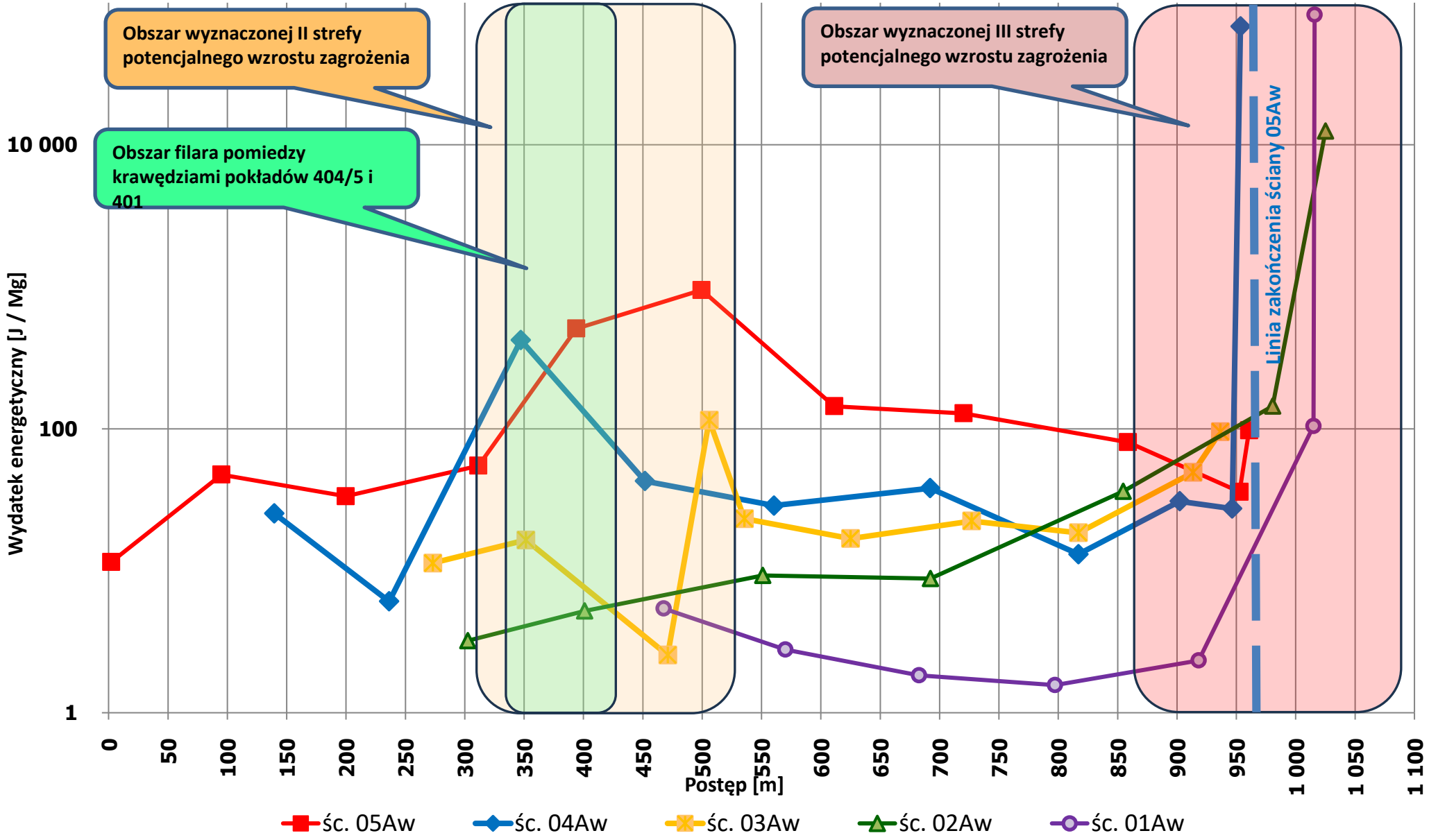
Ściana 05Aw (2023r)	Ilość wstrząsów w przedziałach energetycznych						Suma wstrząsów	Sumaryczna wydzielona energia [J]
	E2 [J]	E3 [J]	E4 [J]	E5 [J]	E6 [J]	E7 [J]		
Wstrząsy samoistne	1366	729	162	28	18	2	2305	1,1E8
Strzelania wstrząsowe	1	101	38	0	0	0	140	1,5E6
po strzelaniu wstrząsowym	3	7	0	0	0	0	10	2,3E4
Strzelania torpedujące	0	0	4	0	0	0	4	1,1E5
po strzelaniu torpedującym	0	1	0	0	0	0	1	7,0E3
Strzelania urabiające	31	41	0	0	0	0	72	1,8E+5
po strzelaniu urabiającym	2	1	1	0	0	0	4	2,3E+4
Suma	**1403**	**880**	**205**	**28**	**18**	**2**	**2536**	**1,1E8**

Aktywność sejsmiczna w rejonie ściany 05Aw



wstrząsy o energii E4 [J] | wstrząsy o energii E5 [J] | wstrząsy o energii E6 [J] | wstrząsy o energii E7 [J]

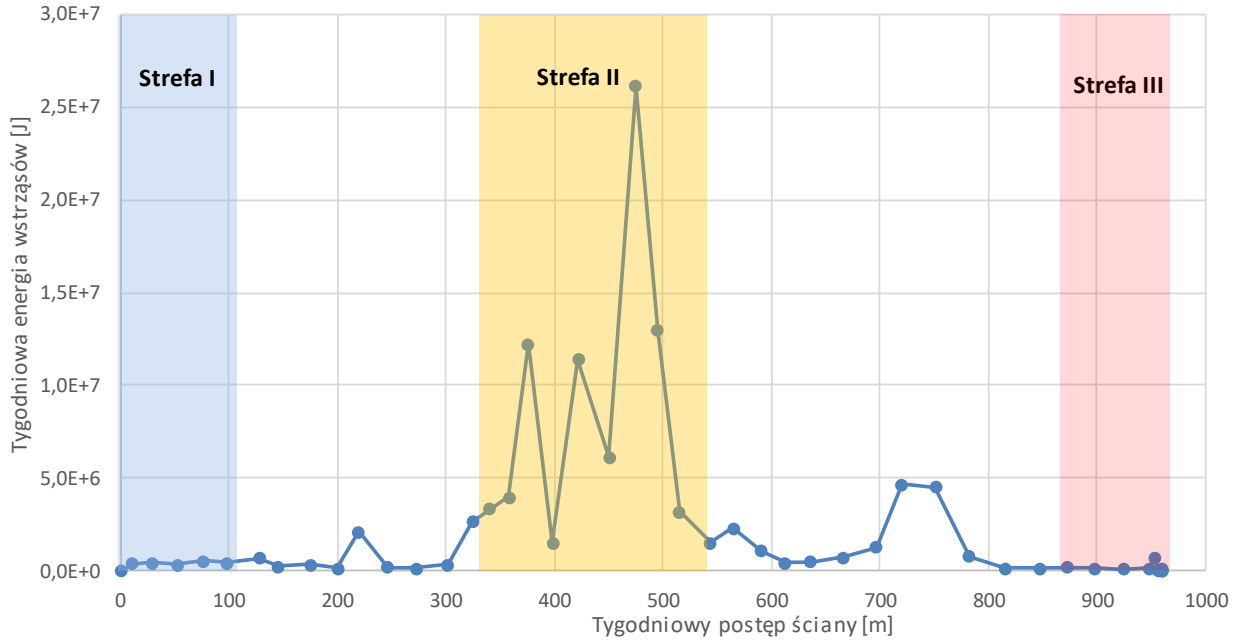
Wskaźnik intensywności sejsmicznej Is [J/Mg] w kolejnych miesiącach eksploatacji ścianami w KWK Mysłowice-Wesoła; Partia Aw



Aktywność sejsmiczna w trakcie prowadzenia ściany 05Aw z podziałem na strefy

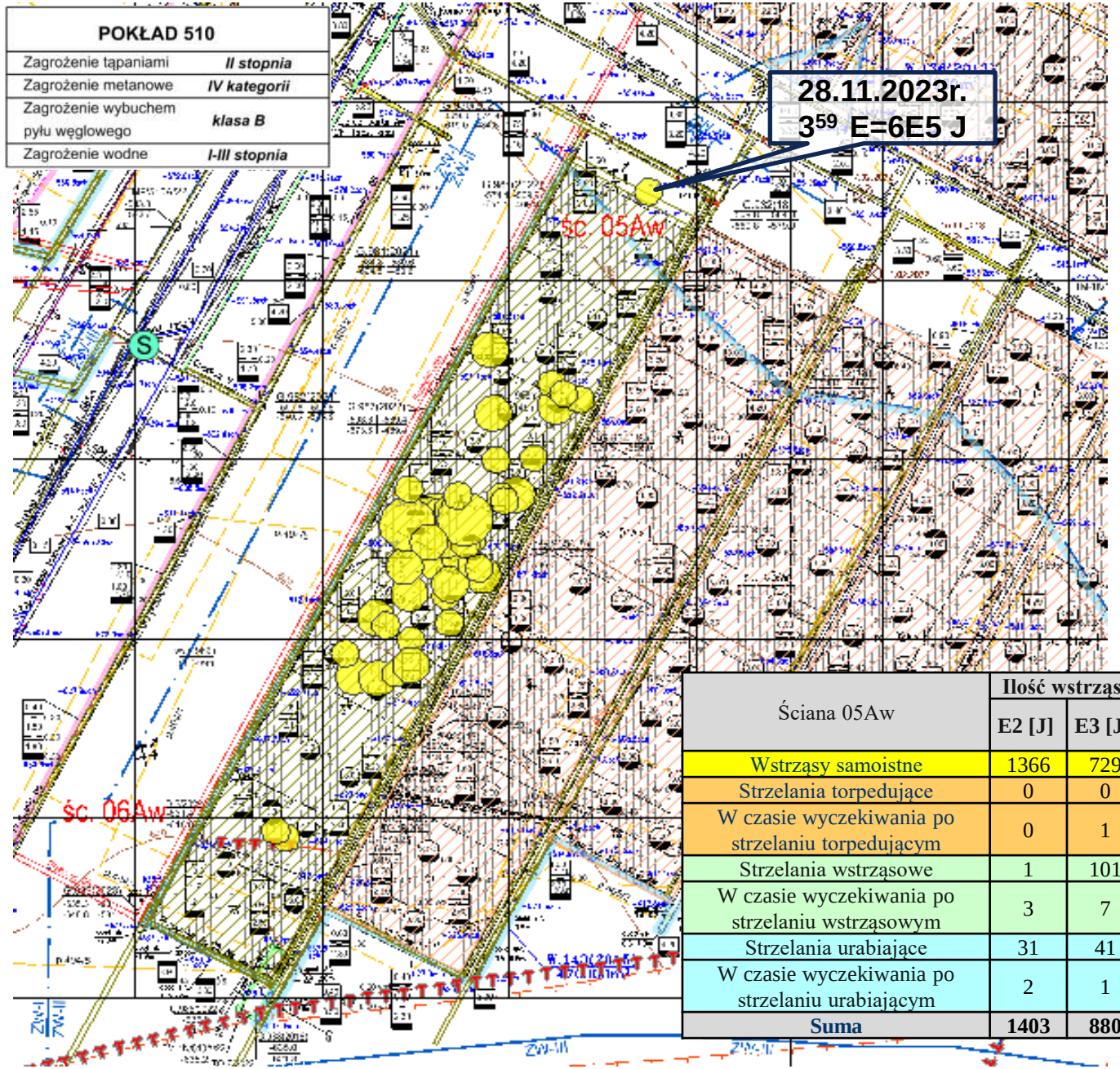
Okres biegu ściany	Liczba wstrząsów							ΣE [J]
	E2 [J]	E3 [J]	E4 [J]	E5 [J]	E6 [J]	E7 [J]	ΣN	
od 24.02.2023r. do 03.04.2023r. **(strefa I)**	147	71	32	1	0	0	251	2,2E+06
od 04.04.2023r. do 01.06.2023r. **(okres pomiędzy strefą I i II)**	378	198	19	2	**1**	0	598	4,7E+06
od 02.06.2023 do 10.08.2023r. **(strefa II)**	429	204	45	17	**13**	**2**	710	8,4E+07
od 11.08.2023r. do 2.11.2023r. **(okres po minięciu strefy II)**	399	342	87	7	**4**	0	839	1,7E+07
od 3.11.2023r. do 31.12.2023r. **(strefa III)**	50	65	22	1	0	0	138	1,5E+06
RAZEM	**1403**	**880**	**205**	**28**	**18**	**2**	**2536**	**1,1E+08**

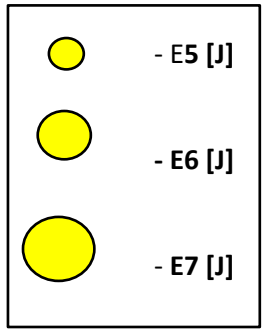
Energia i liczba wstrząsów zaistniałych w trakcie prowadzenia ściany 05Aw w partii A wschód z podziałem na strefy



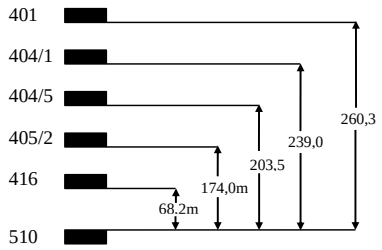
Rozkład aktywności sejsmicznej (sumaryczna energia wstrząsów w interwałach tygodniowych) w okresie od uruchomienia ściany do dnia 29.12.2023 r. w funkcji postępu ściany

Wstrząsy o energii od 1E5 [J] od rozpoczęcia eksploatacji ścianą 05Aw do dnia 31.12.2023r.





otwór 127/40 partia A wschód

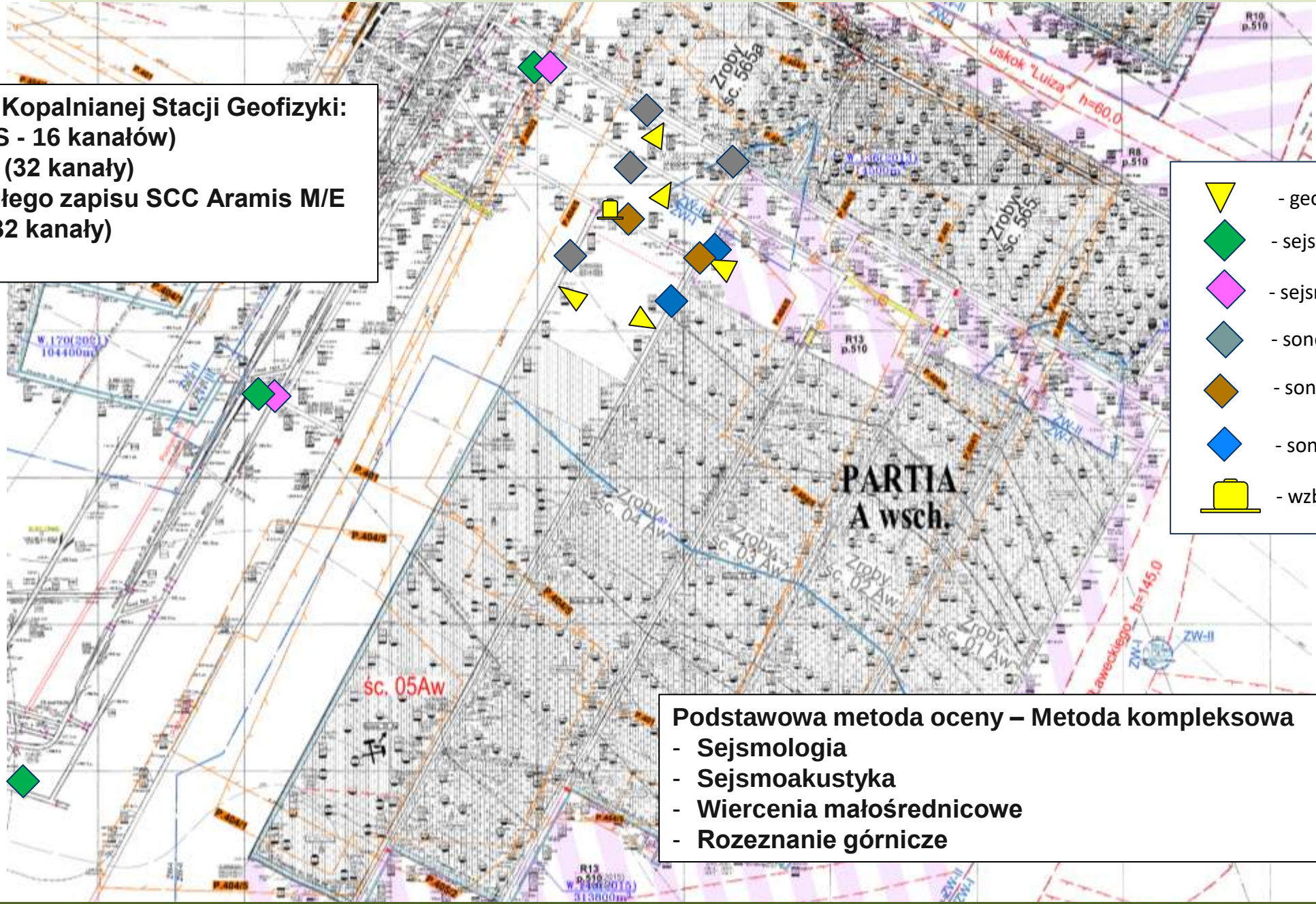


Ściana 05Aw	Ilość wstrząsów w przedziałach energetycznych						Suma wstrząsów	Sumaryczna wydzielona energia [J]
	E2 [J]	E3 [J]	E4 [J]	E5 [J]	E6 [J]	E7 [J]		
Wstrząsy samoistne	1366	729	162	28	18	2	**2305**	**1,1E+8**
Strzelania torpedujące	0	0	4	0	0	0	**4**	**1,1E+5**
W czasie wyczekiwania po strzelaniu torpedującym	0	1	0	0	0	0	**1**	**7,0E+3**
Strzelania wstrząsowe	1	101	38	0	0	0	**140**	**1,5E+6**
W czasie wyczekiwania po strzelaniu wstrząsowym	3	7	0	0	0	0	**10**	**2,3E+4**
Strzelania urabiające	31	41	0	0	0	0	**72**	**1,8E+5**
W czasie wyczekiwania po strzelaniu urabiającym	2	1	1	0	0	0	**4**	**2,3E+4**
Suma	**1403**	**880**	**205**	**28**	**18**	**2**	**2536**	**1,1E+8**

Monitoring zagrożenia tąpaniami

Sieć sejsmologiczna oraz lokalizacja geofonów w końcowym biegu ściany 05Aw

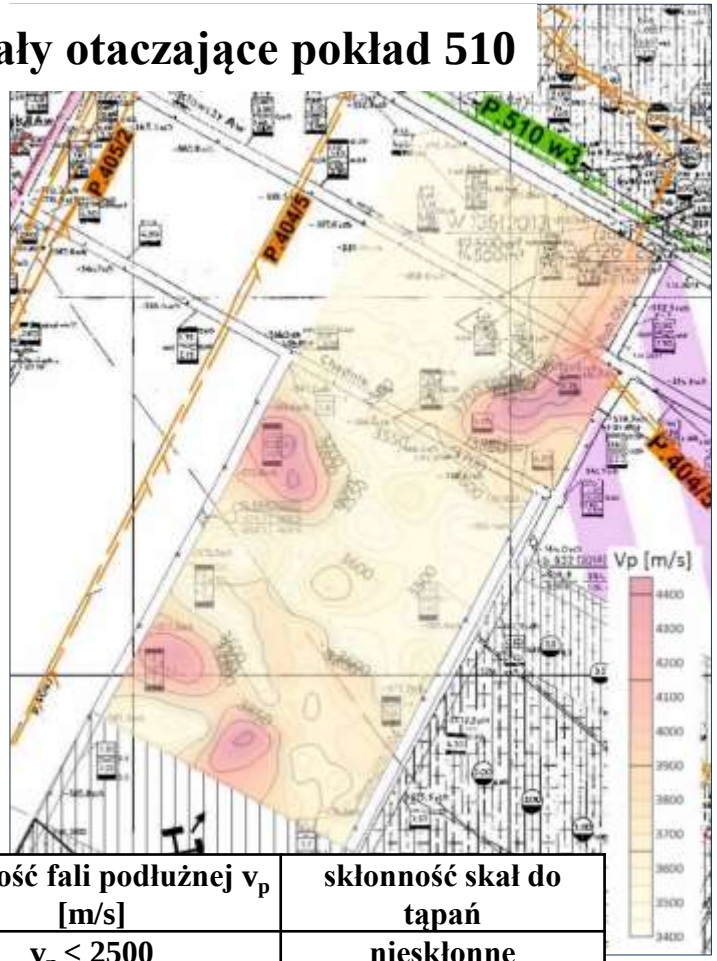
Wyposażenie Kopalnianej Stacji Geofizyki:
- **Aramis (TSS - 16 kanałów)**
- **Aramis M/E (32 kanały)**
- **Serwer ciągłego zapisu SCC Aramis M/E**
- **ARES 5/E (32 kanały)**
- **Hestia D**



Podstawowa metoda oceny – Metoda kompleksowa
- **Sejsmologia**
- **Sejsmoakustyka**
- **Wiercenia małośrednicowe**
- **Rozeznanie górnicze**

Kopalnia dysponuje 24 kanałową aparaturą cyfrową sejsmiczną *Pasat M* produkcji EMAG.
Badania wykonywane są sukcesywnie w miarę postępu frontu ściany, ok. 250m odcinkami wybiegu ściany, przy założeniu, że front ściany nie wyprzedzi przebadanego odcinka.

Skały otaczające pokład 510



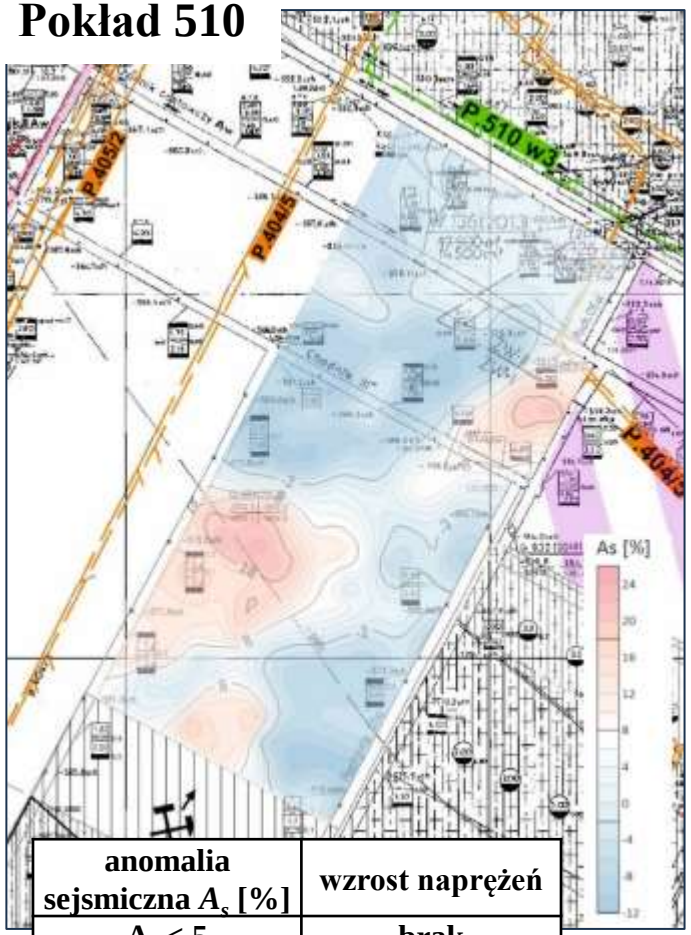
prędkość fali podłużnej v_p [m/s]	skłonność skał do tąpań
$v_p < 2500$	nieskłonne
$2500 \leq v_p < 3500$	słabo skłonne
$3500 \leq v_p < 4500$	średnio skłonne
$v_p \geq 4500$	silnie skłonne

Pokład 510



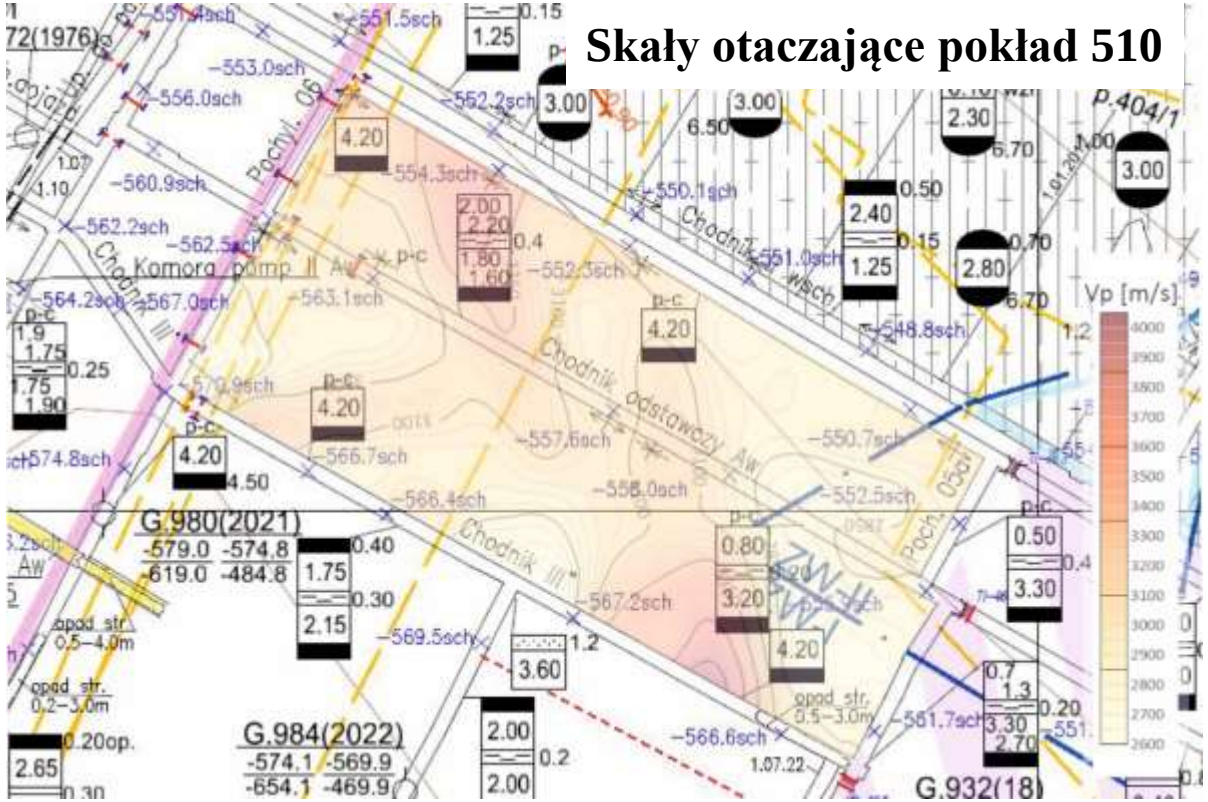
Wykonano 4 serie pomiarowe w polu wybiegu ściany

Pokład 510



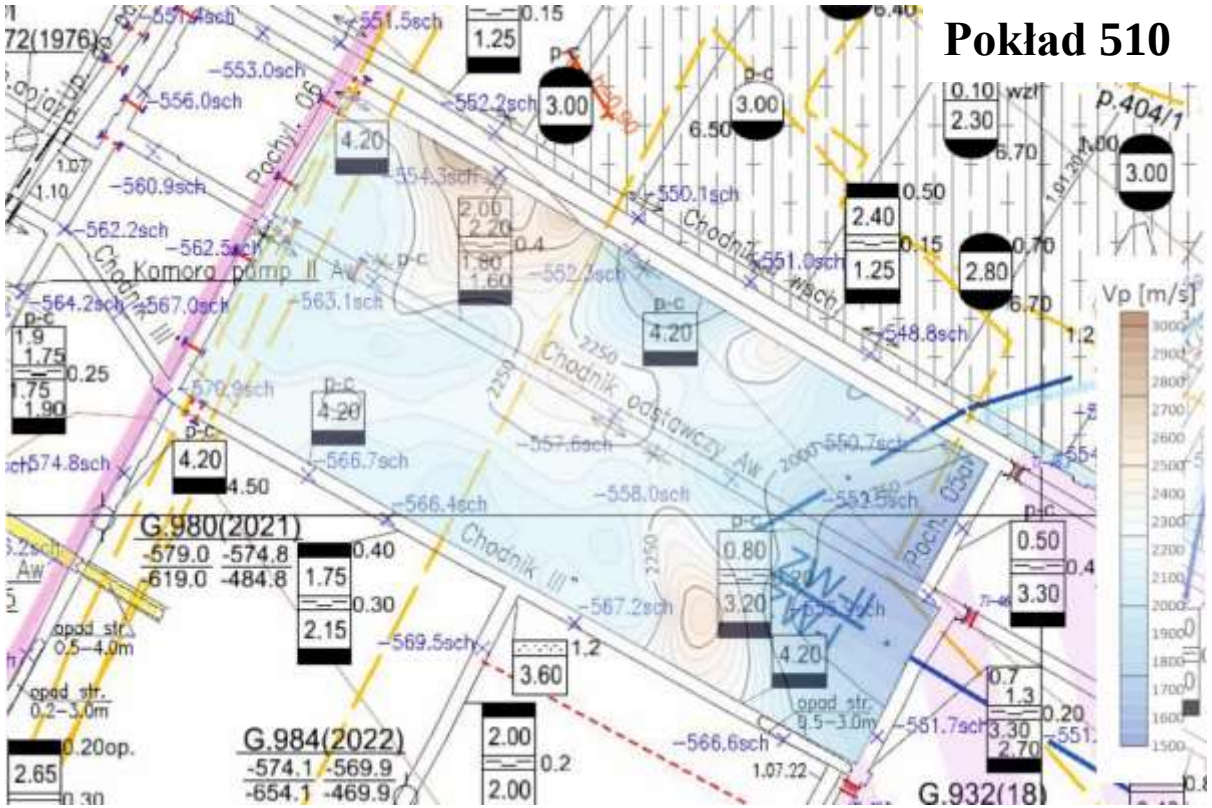
anomalia sejsmiczna A_s [%]	wzrost naprężeń
$A_s < 5$	brak
$5 \leq A_s < 15$	słaby
$15 \leq A_s < 25$	średni
$A_s \geq 25$	duży

Skały otaczające pokład 510



prędkość fali podłużnej v_p [m/s]	skłonność skał do tąpań
$v_p < 2500$	nieskłonne
$2500 \leq v_p < 3500$	słabo skłonne
$3500 \leq v_p < 4500$	średnio skłonne
$v_p \geq 4500$	silnie skłonne

Pokład 510



Wykonano 2 serie badań w wyrobiskach w północnej części partii, w obszarze projektowanej resztki R-13

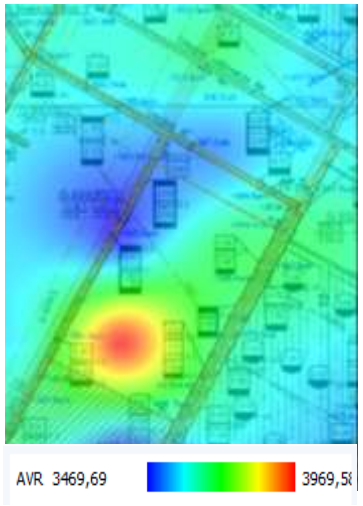
Tomografia pasywna w rejonie eksploatowanej ściany 05Aw

Parametry tomografii pasywnej:

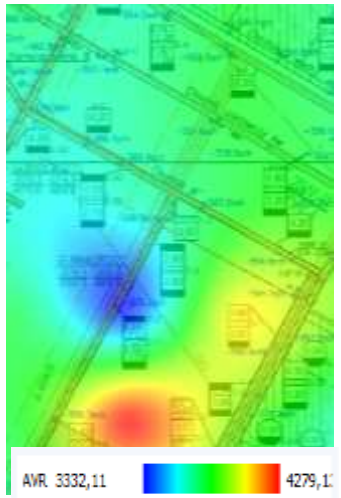
- **cyklicznie wykonywana analiza (co 7 dni),**
- 14-dniowe okno czasowe,
- obszar ograniczony do rejonu ściany 05Aw dla zjawisk sejsmicznych o energii ≥ E3 J.

prędkość fali podłużnej v_p [m/s]	skłonność skał do tąpań
$v_p < 2500$	niesklonne
$2500 \leq v_p < 3500$	slabo sklonne
$3500 \leq v_p < 4500$	średnio sklonne
$v_p \geq 4500$	silnie sklonne

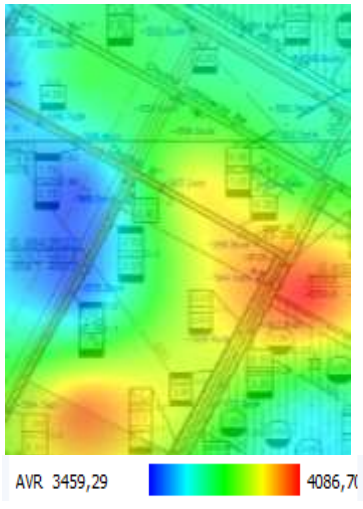
3.10.2023r.



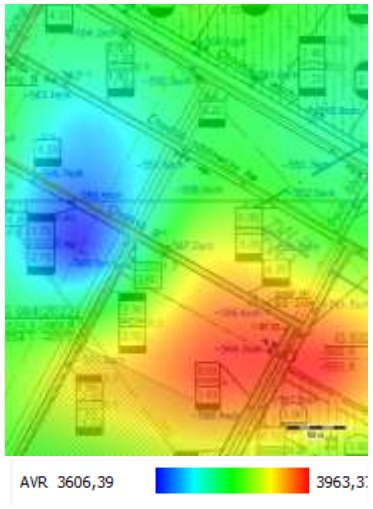
10.10.2023r.



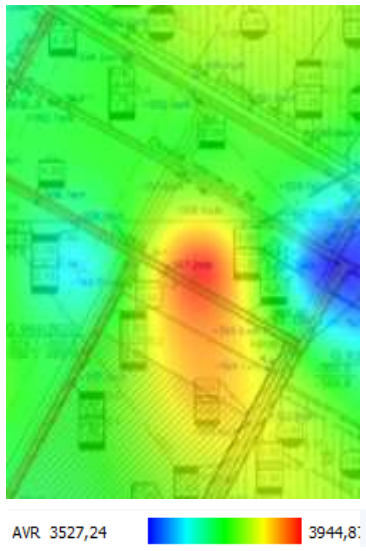
17.10.2023r.



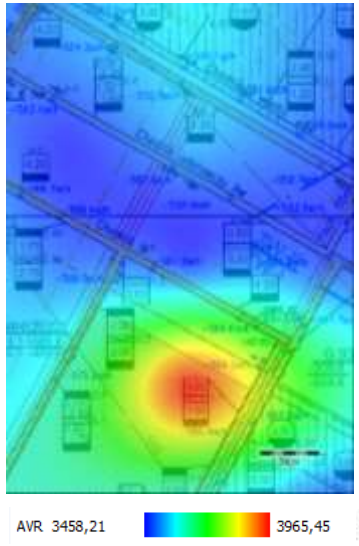
13.11.2023r.



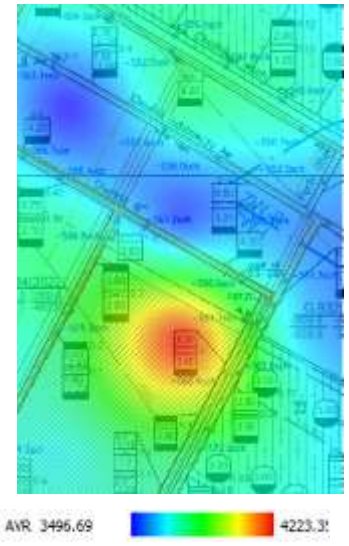
20.11.2023r.



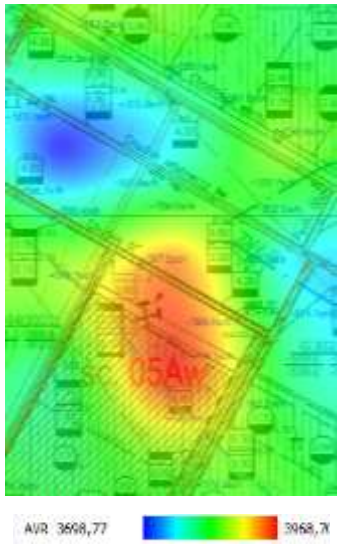
27.11.2023r.



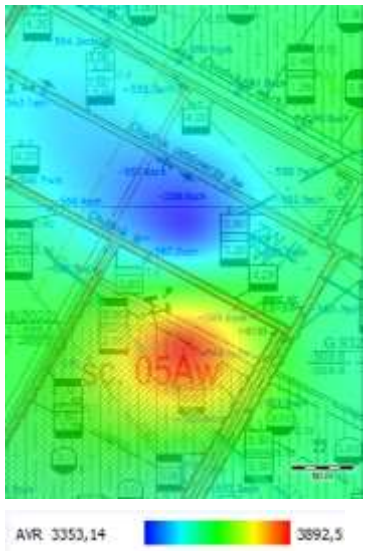
05.12.2023r.



12.12.2023r.



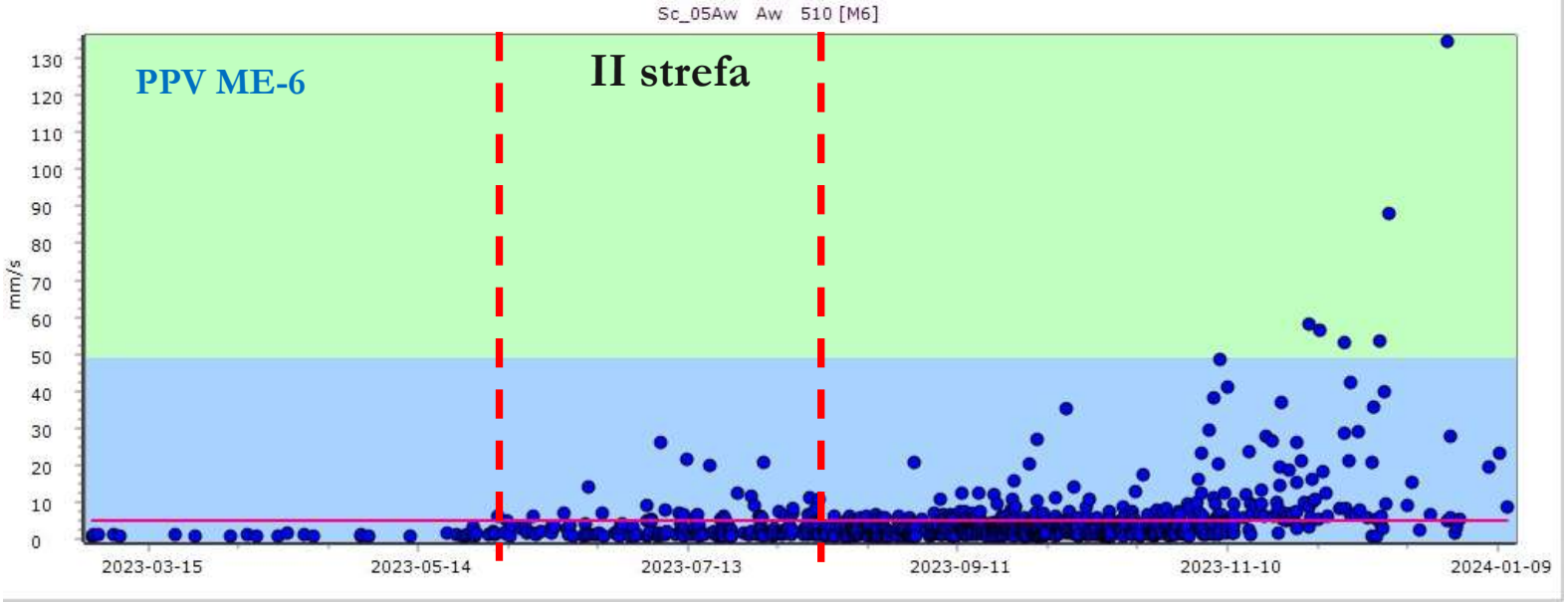
19.12.2023r.

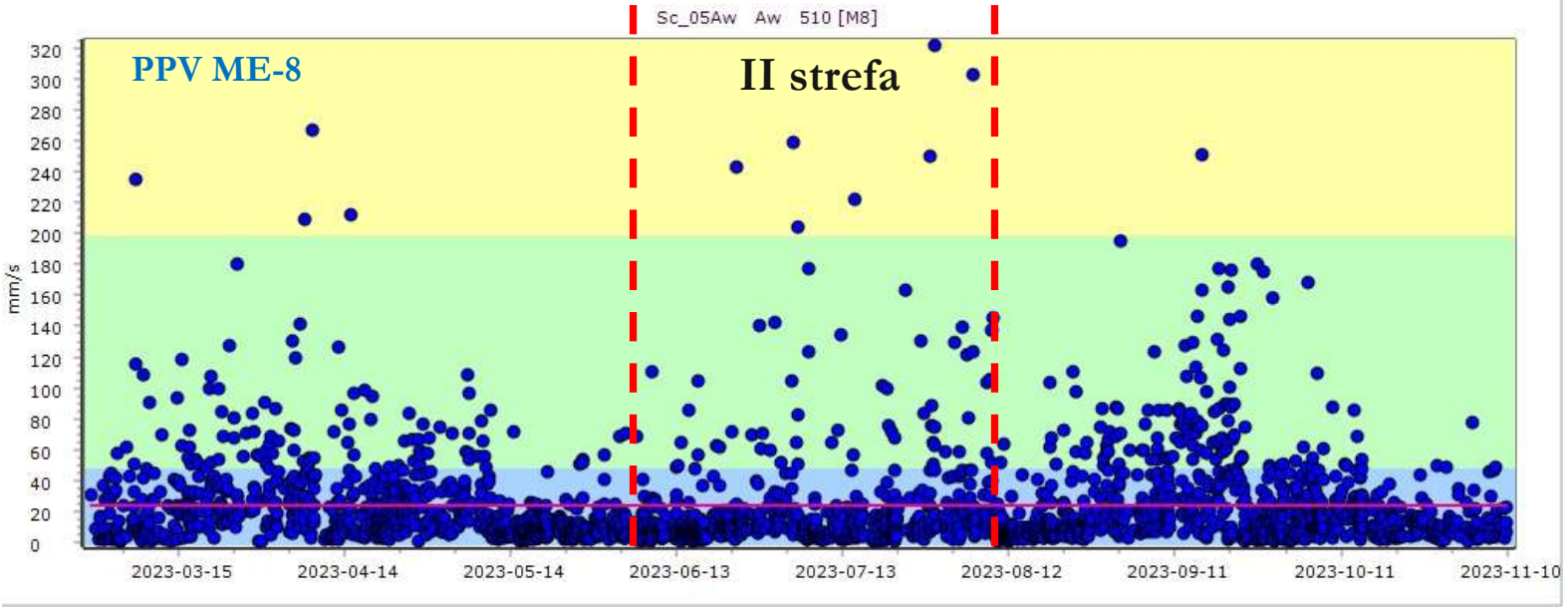


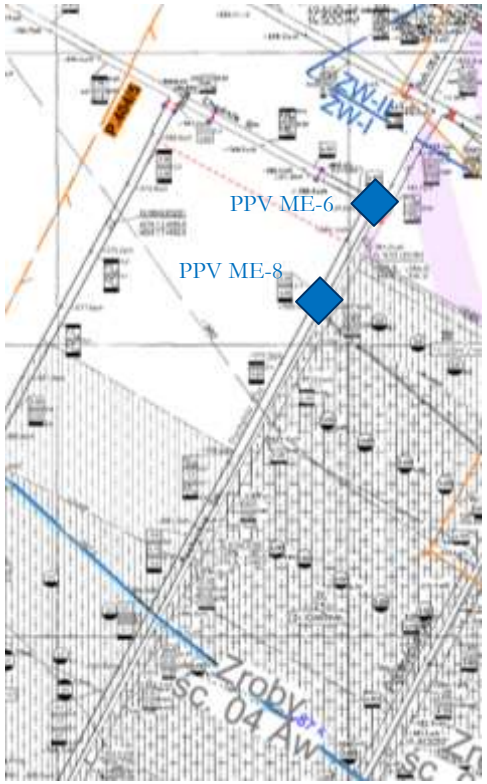
od 28.12.2023r.

Zbyt mała ilość zjawisk sejsmicznych dla opracowania poprawnego modelu

Maksymalne pikowe amplitudy prędkości drgań cząstek górotworu PPV



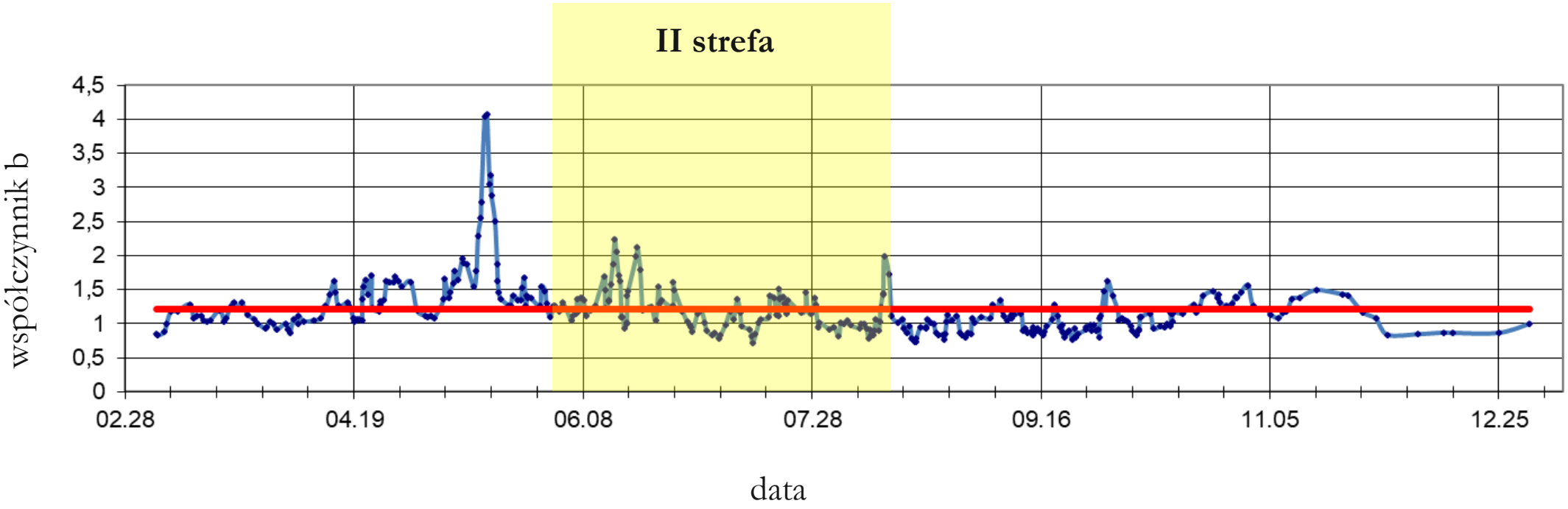




Pomiar PPV w rejonie ściany 05Aw realizowany był dwiema sondami:

- ***PPV ME-6*** *zabudowana była od początku biegu ściany w rejonie skrzyżowania chodnika III" i pochylni 04.*
- ***PPV ME-8*** *prowadzona była od początku biegu ściany w pochylni 05a przed frontem ściany, do dnia 09.11.2023r.*

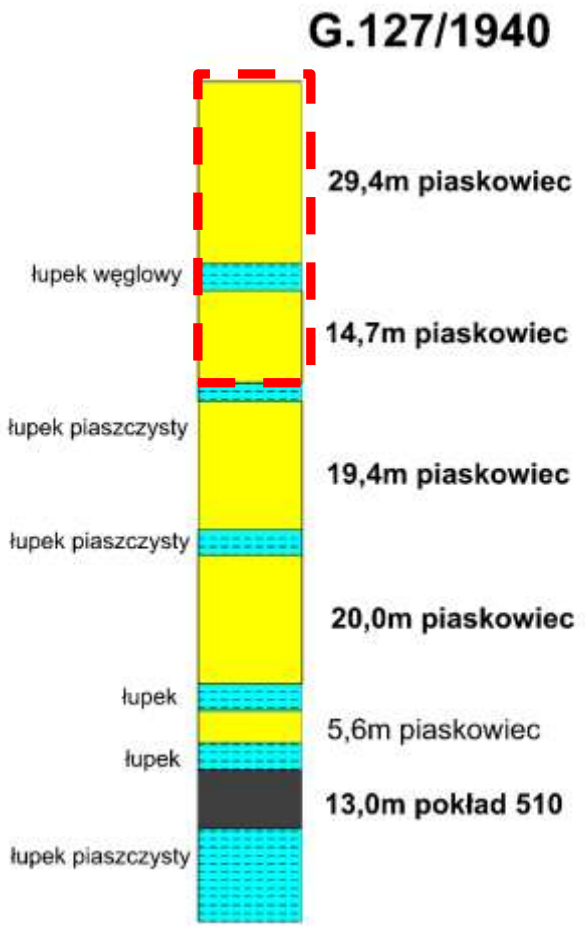
a – brak zagrożenia: $PPV \leq 50$ mm/s,
b – słabe zagrożenie: $50 < PPV \leq 200$ mm/s,
c – średnie zagrożenie: $200 < PPV \leq 400$ mm/s,
d – wysokie zagrożenie: $PPV > 400$ mm/s.



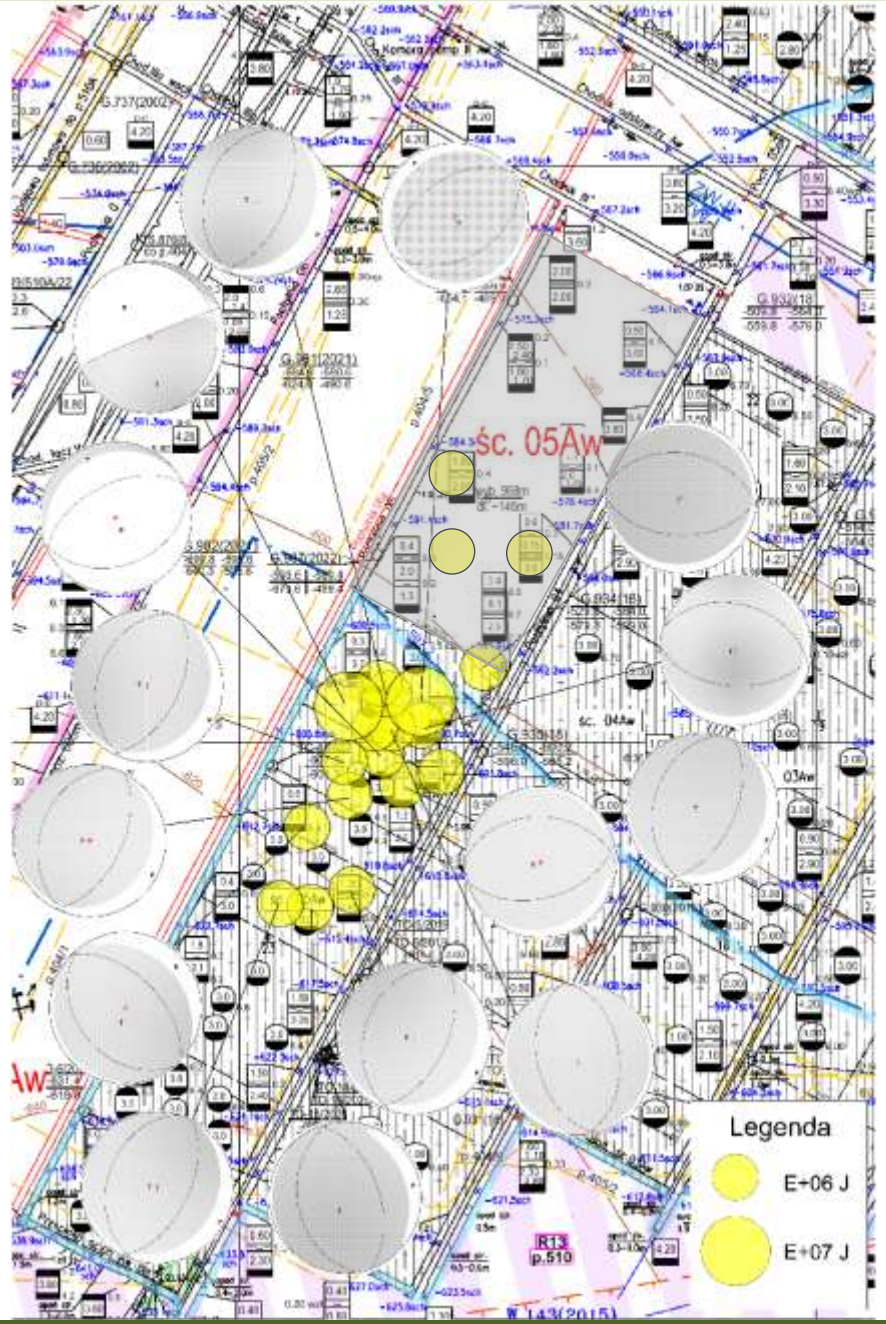
Analiza współczynnika „b” rozkładu G-R w ujęciu ilościowym z oknem 25 wstrząsów i krokiem pomiarowym co 5 wstrząsów

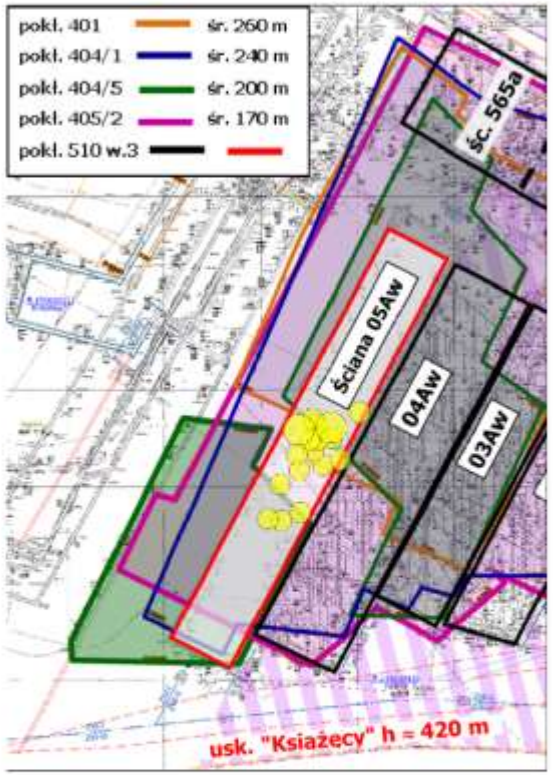
wartości >1 → niski poziom naprężeń w górotworze lub w skałach otaczających → niskie prawdopodobieństwo indukowania wstrząsów wysokoenergetycznych

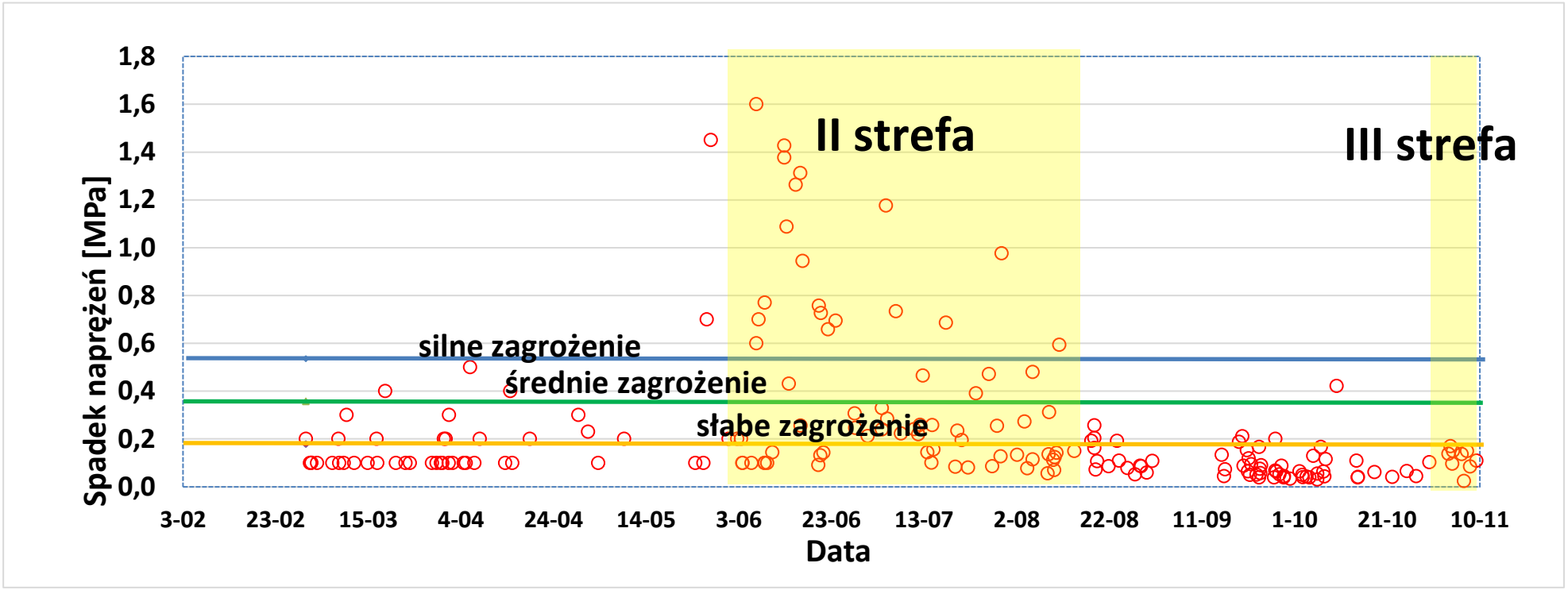
Analiza mechanizmów ognisk rejestrowanych zjawisk sejsmicznych o energiach ≥ 1,0E+06 J



Przeprowadzona analiza, oparta na współczynnikach jakości rozwiązań wskazuje, że prawdopodobna głębokość wystąpienia ognisk wstrząsów o energii ≥ E+06 J, zawiera się w przedziale od -480m do -540m p.p.m. i odpowiada głębokości zalegania warstwy grubego piaskowca o łącznej miąższości ok. 45m, znajdującej się w odległości ok. 70m nad pokładem 510.







Zmodyfikowana ocenia zagrożenia tąpaniami metodą sejsmologiczną według instrukcji GIG nr 20 (Barański i inni, 2007)	
1E+05 J ≤ **ΣE na dobę** < 1E+06 J	**Stan b**

$$W_k\ Stanu\ b = \frac{\Sigma Ps_{(E+05)}}{n}$$

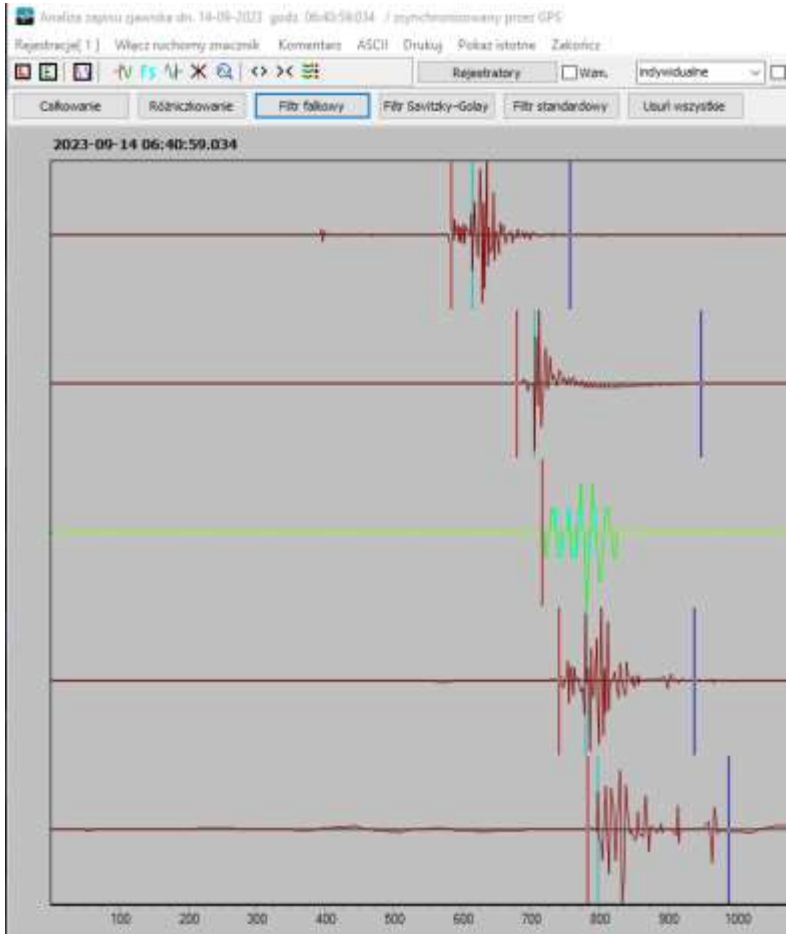
Wartość kryterialna	Stan zagrożenia
$Ps \leq \frac{1}{2}\left(\frac{\Sigma Ps_{(E+05)}}{n}\right)$	a brak zagrożenia
$\frac{1}{2}\left(\frac{\Sigma Ps_{(E+05)}}{n}\right) < Ps \leq \frac{\Sigma Ps_{(E+05)}}{n}$	b słabe zagrożenie
$\frac{\Sigma Ps_{(E+05)}}{n} < Ps \leq \frac{3}{2}\left(\frac{\Sigma Ps_{(E+05)}}{n}\right)$	c średnie zagrożenie
$Ps > \frac{3}{2}\left(\frac{\Sigma Ps_{(E+05)}}{n}\right)$	d silne zagrożenie

Pneumatyczny induktor fal sejsmicznych Wzbudnik WZB-2



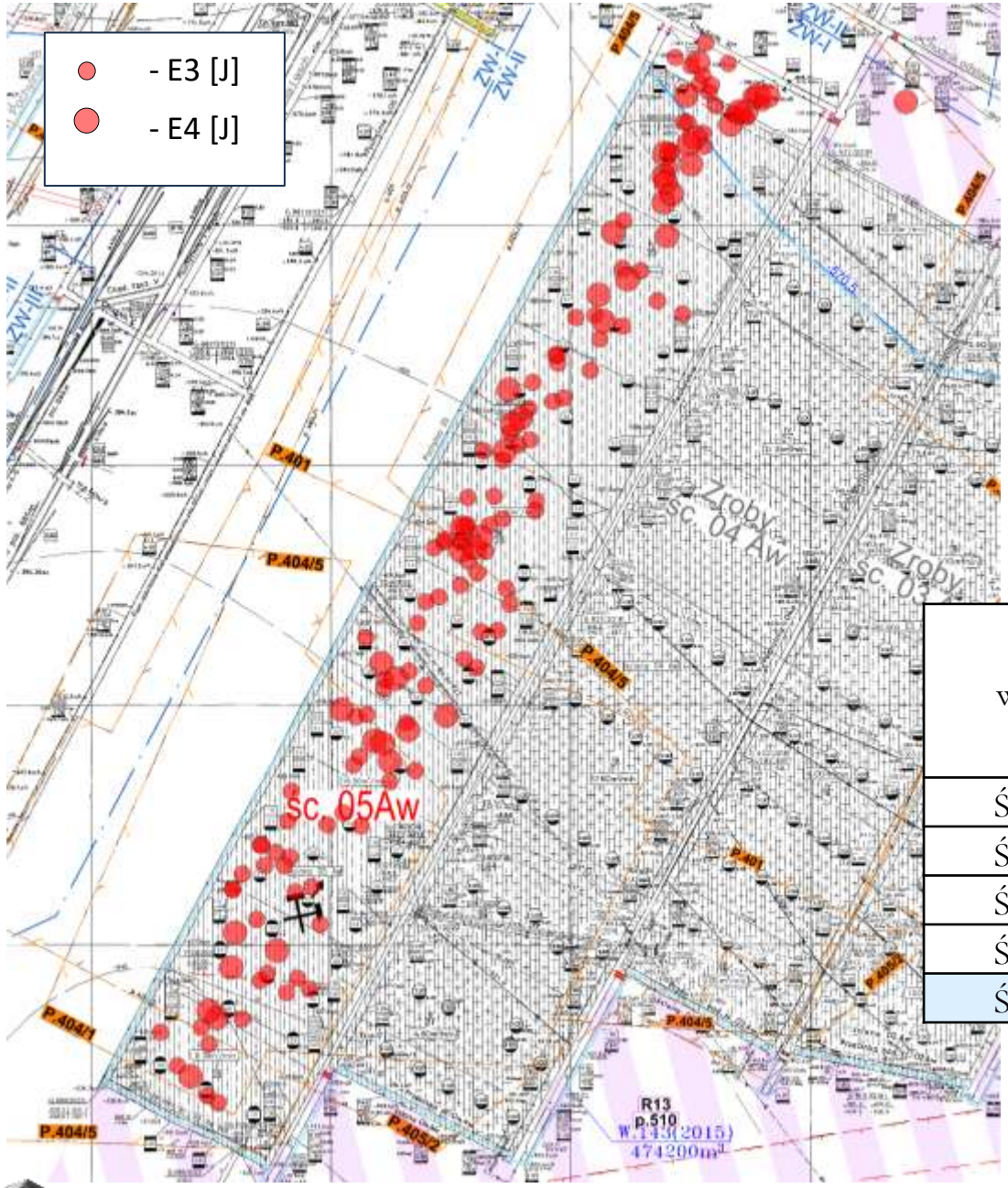






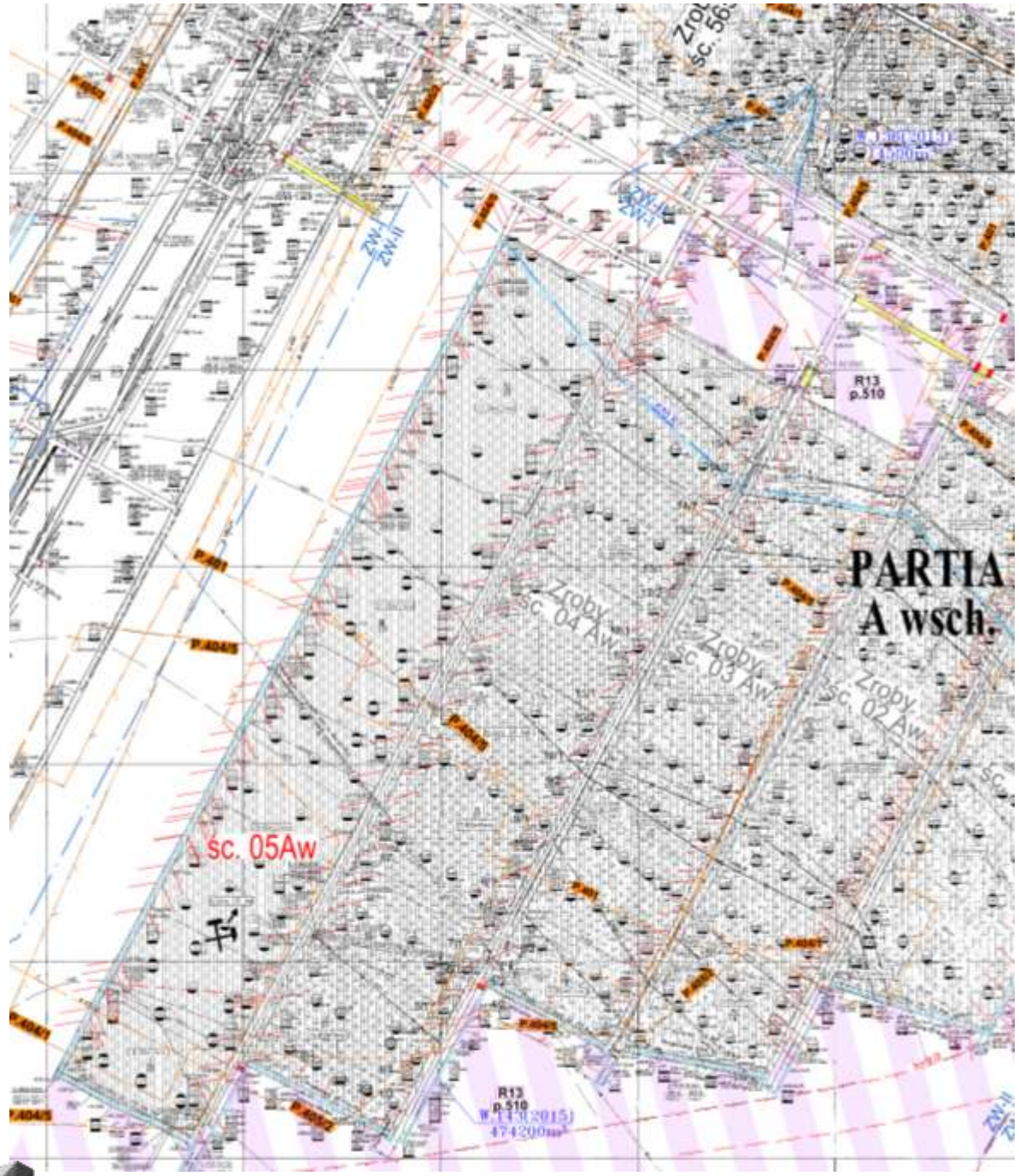
Przykładowy sejsmogram uzyskany w czasie prób ruchowych

Aktywna profilaktyka tąpaniowa



W rejonie ściany prowadzona jest aktywna profilaktyka tąpaniowa w postaci strzelań wstrząsowych z frontu ściany, z częstotliwością co drugą dobę w której ściana obłożona jest na postęp i ładunkiem minimum 50kg MW

Rejony wykonanych strzelań	**Liczba SW**	Liczba wstrząsów			∑ N	∑ E	Ładunek MW
		E2 [J]	E3 [J]	E4 [J]		[J]	[kg]
Ściana 01Aw	47	14	37	-	51	**1,1E+05**	2 470
Ściana 02Aw	93	28	66	2	96	**2,1E+05**	4 650
Ściana 03Aw	25	7	7	-	14	**1,4E+05**	625
Ściana 04Aw	131	10	123	1	134	**3,9E+05**	3 953
Ściana 05Aw	139	4	108	38	150	**1,5E+06**	7057

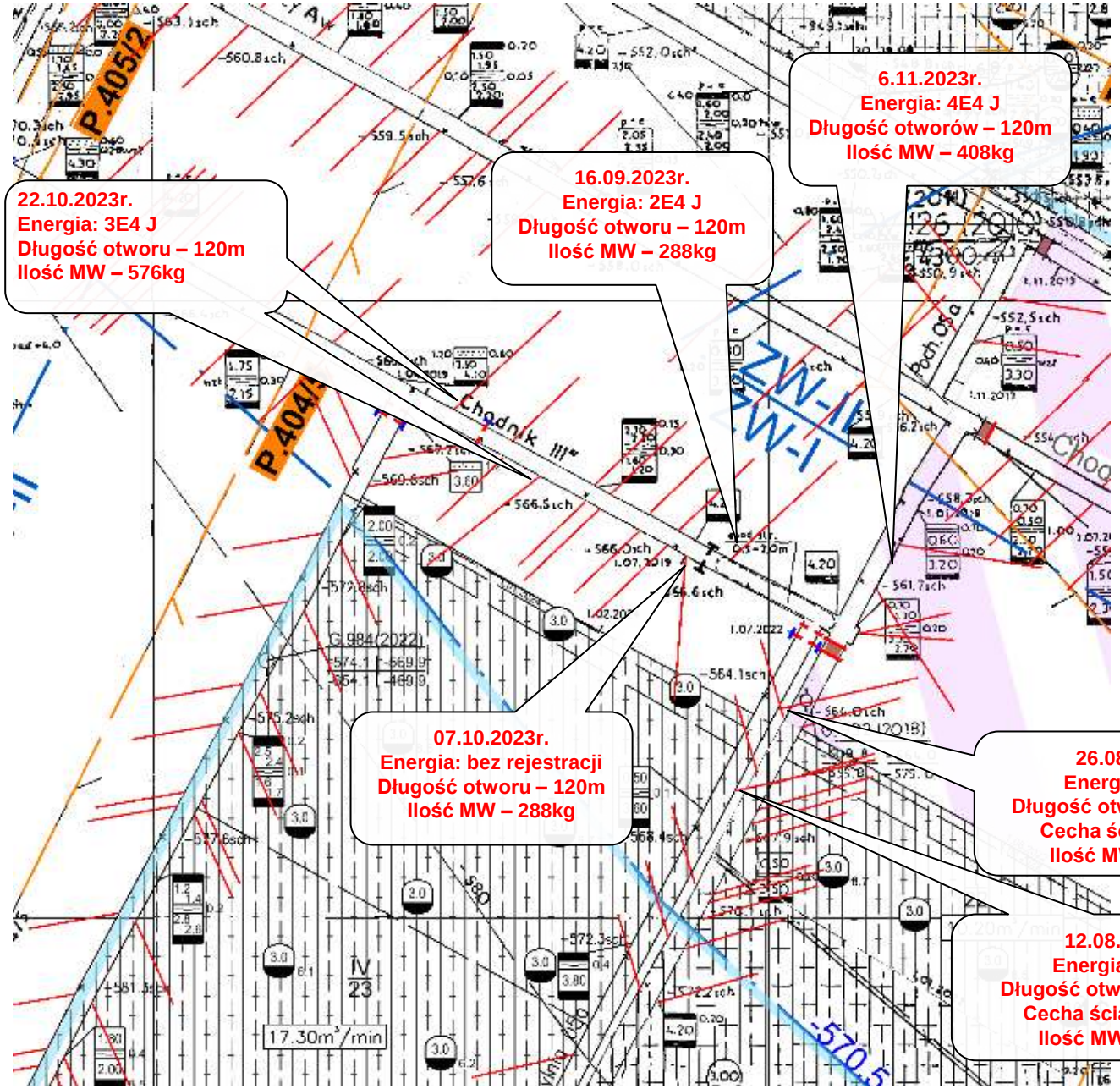


Strzelania torpedujące w celu dezintegracji skał stropowych

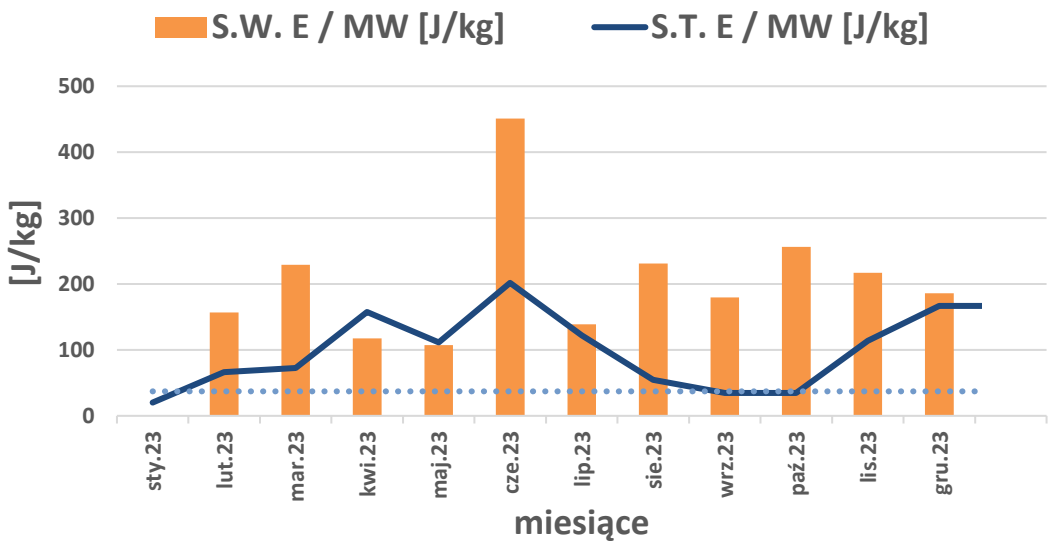
Rejony wykonanych strzelań	Liczba ST	Liczba wstrząsów			∑ N	∑ E
		E2 [J]	E3 [J]	E4 [J]		
Ściana 01Aw	25	17	8	-	25	2.03E+04
Ściana 02Aw	39	15	24	-	39	7.03E+04
Ściana 03Aw	29	3	20	6	29	1.77E+05
Ściana 04Aw	33	16	17	-	33	4.68E+05
Ściana 05Aw	74	0	53	21	74	1,06E+06
Rejon resztki R-13	55	4	44	6	54	3.41E+05
SUMA	253	55	166	31	252	1.36E+06

Wyrobisko	Ilość zużytego MW [kg]	Długość otworów [m]
Pochylnia 05	13140	70
Pochylnia 05a	5970	70 - 110
Front ściany	456	40
R-13	2280	70 - 120

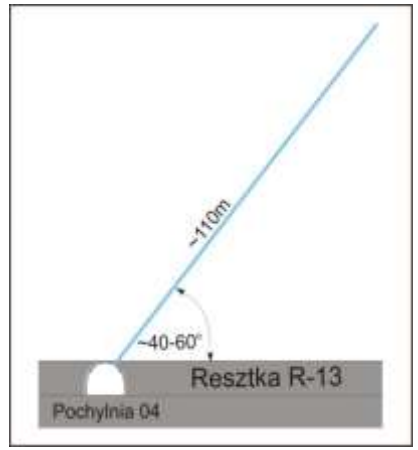
Profilaktyka tąpaniowa w rejonie ściany 05Aw – strzelania torpedujące



Skuteczność profilaktyki aktywnej w rejonie ściany 05Aw

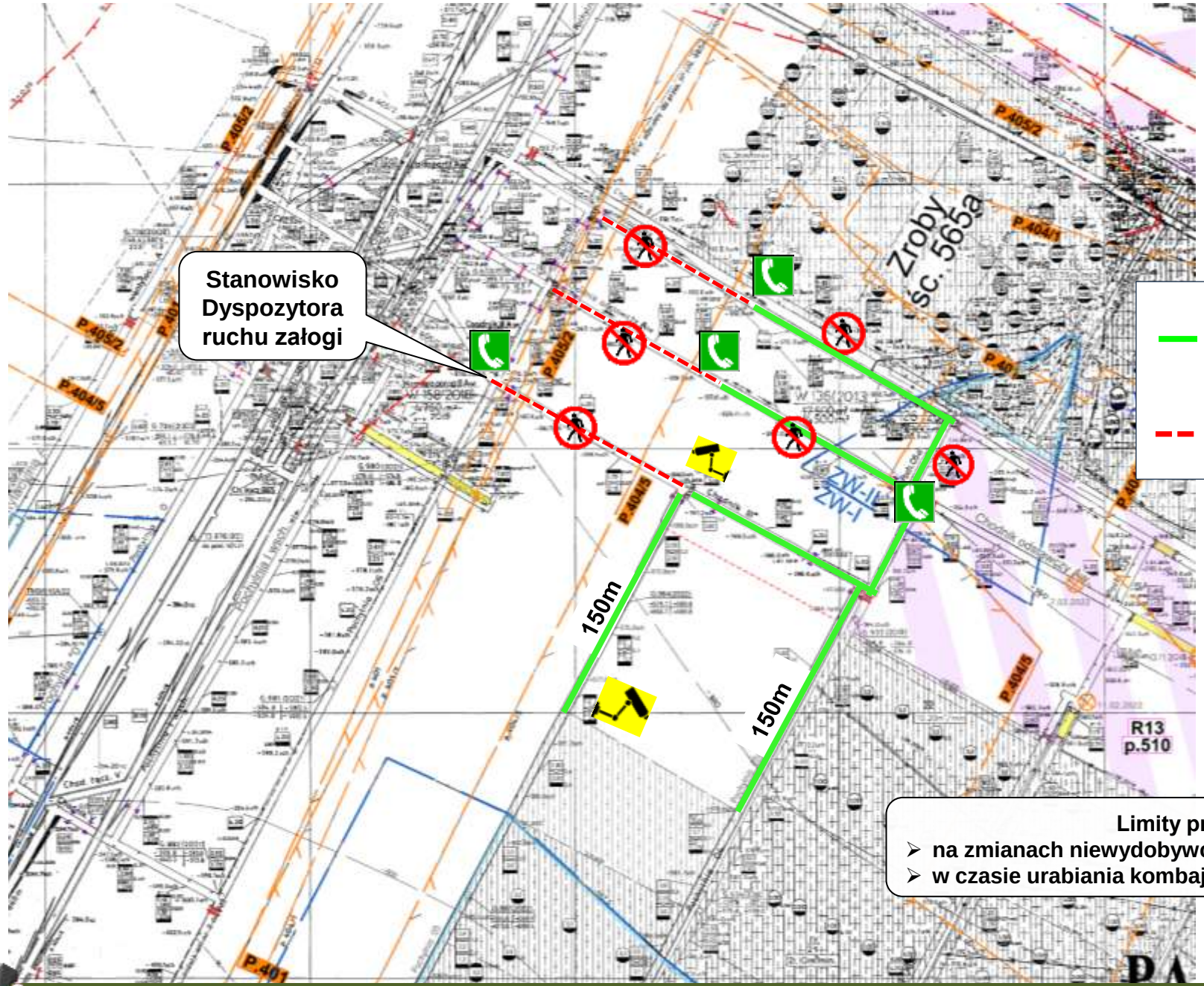


	średnia kopalni [J/kg]	wartość tabelaryczna z 1 kg MW [J/kg]
SW	212	37
ST	85	



Rozwiązania organizacyjno-techniczne

Limity przebywania załogi w rejonie ściany 05Aw na końcowym odcinku biegu ściany

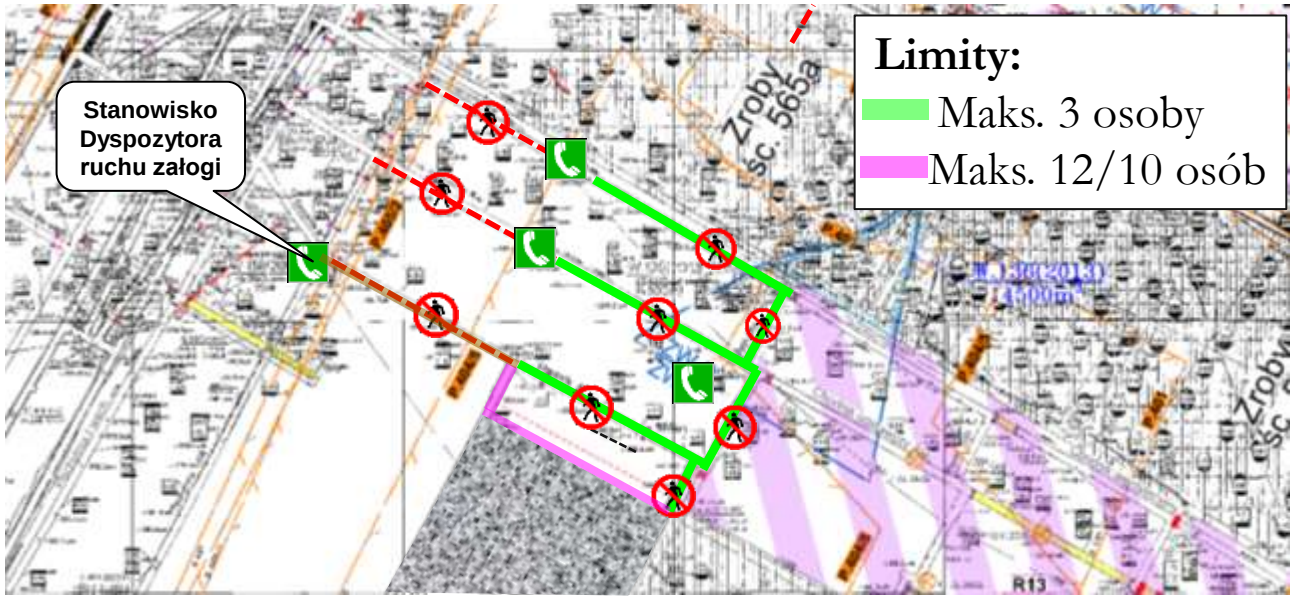


strefy szczególnego zagrożenia tąpaniami w których obowiązuje zakaz przebywania załogi na zmianach wydobywczych

zakaz przebywania załogi na zmianach wydobywczych

Limity przebywania załogi:

- **na zmianach niewydobywczych - do 30 osób w partii Aw**
- **w czasie urabiania kombajnem - do 22 osób wyłącznie w ścianie**



***Strefy szczególnego zagrożenia tąpaniami* w partii Aw:**

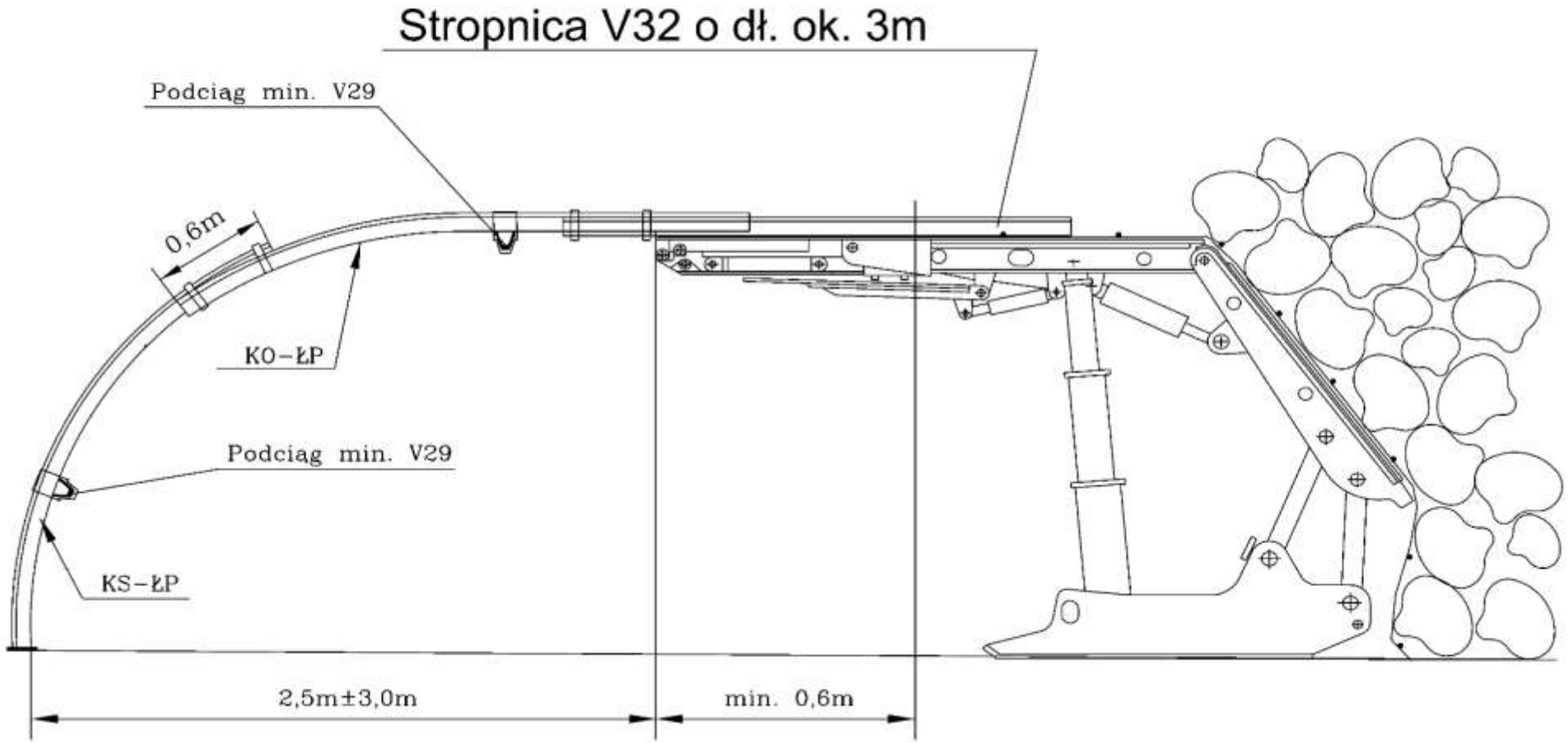
- ✓pochylnia 05
- ✓pole transportowe ściany 05Aw
- ✓chodnik wentylacyjny Aw w pasie ściany 05Aw tj. na odcinku 145m na zachód od skrzyżowania z pochylnią 05a,
- ✓chodnik odstawczy Aw w pasie ściany 05Aw tj. na odcinku 156m na zachód od skrzyżowania z pochylnią 04 oraz całym dostępnym odcinku na wschód od skrzyżowania z pochylnią 04,
- ✓pochylnia 04,
- ✓pochylnia 05a
- ✓chodnik III" na odcinku pomiędzy pochylnią 05 a pochylnią 05a.

W czasie wykonywania pola transportowego ściany 05Aw ograniczono postęp „przodka" do zabudowy odrzwi ŁPP na 4 kolejnych sekcjach.

Dojście i wyjście załogi do/z pola transportowego ściany 05Aw, może odbywać się wyłącznie chodnikiem III" i pochylnią 05.

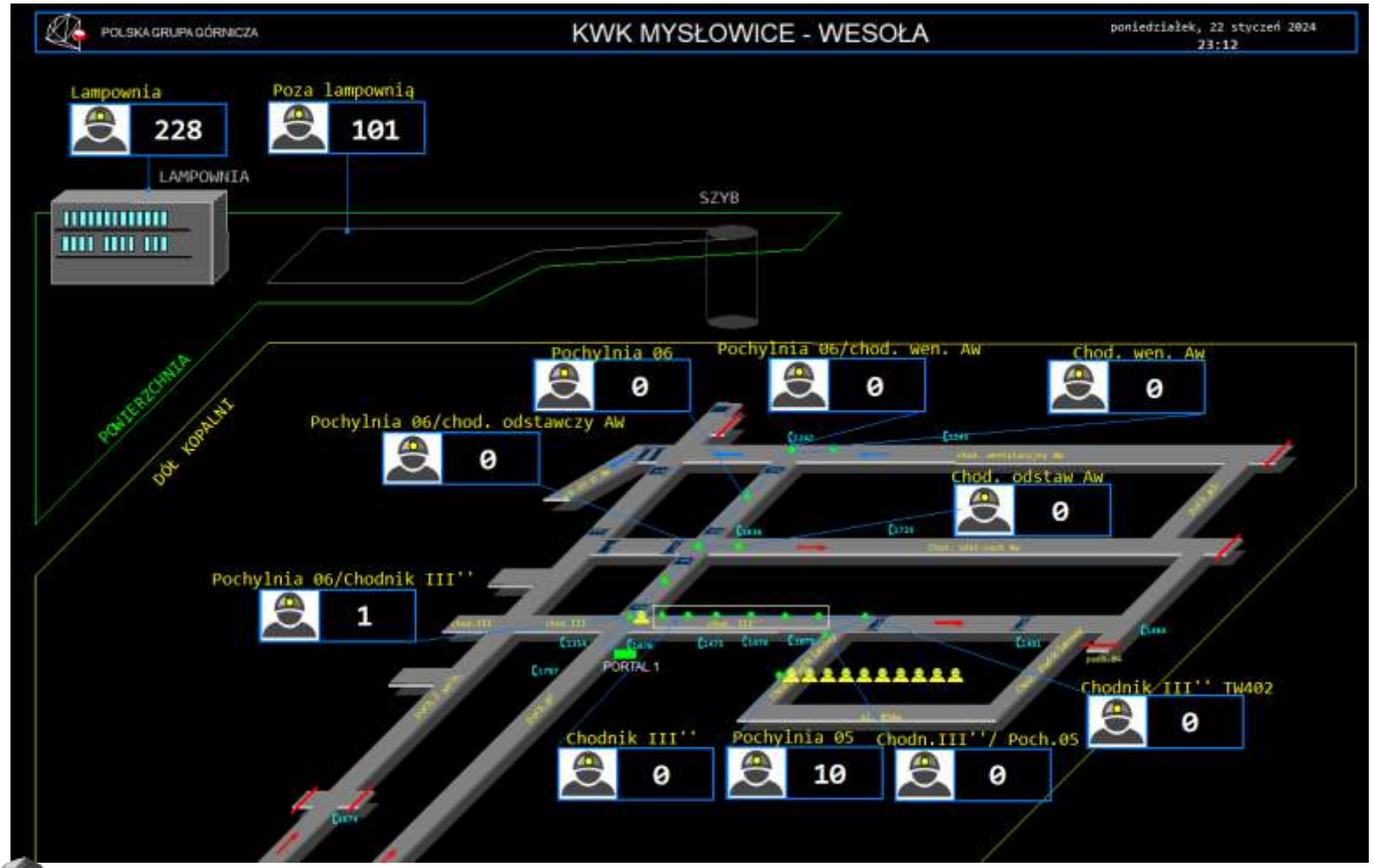
Podczas wykonywania robót górniczych związanych z wykonywaniem pola transportowego ściany 05Aw wprowadzono **wyłączenie z ruchu załogi odcinka ściany 05Aw na wschód od "czoła przodka" pola transportowego oraz odcinka pochylni 05a.**

Wykonanie chodnika transportowego śc. 05Aw



W celu ścisłej koordynacji, ewidencji i kontroli ruchu załogi w wyrobiskach dołowych Kopalnia zabudowała system łączności bezprzewodowej i elektronicznej lokalizacji załogi.

Interfejs użytkownika systemu PORTAS – KSGG



Transpondery UltraTAG-B

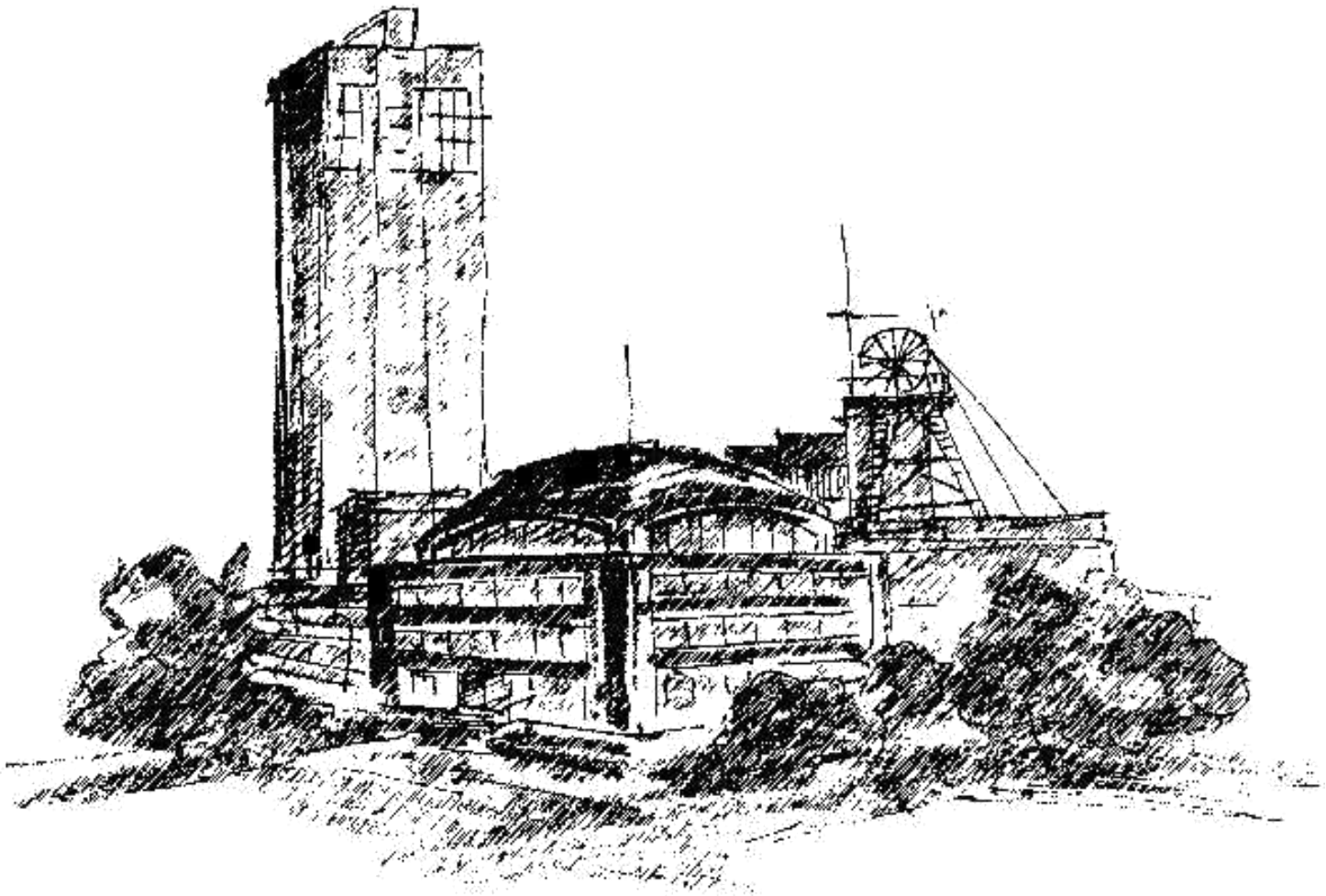






POLSKA GRUPA GÓRNICZA
Oddział KWK MYSŁOWICE - WESOŁA

KWK MYSŁOWICE-WESOŁA

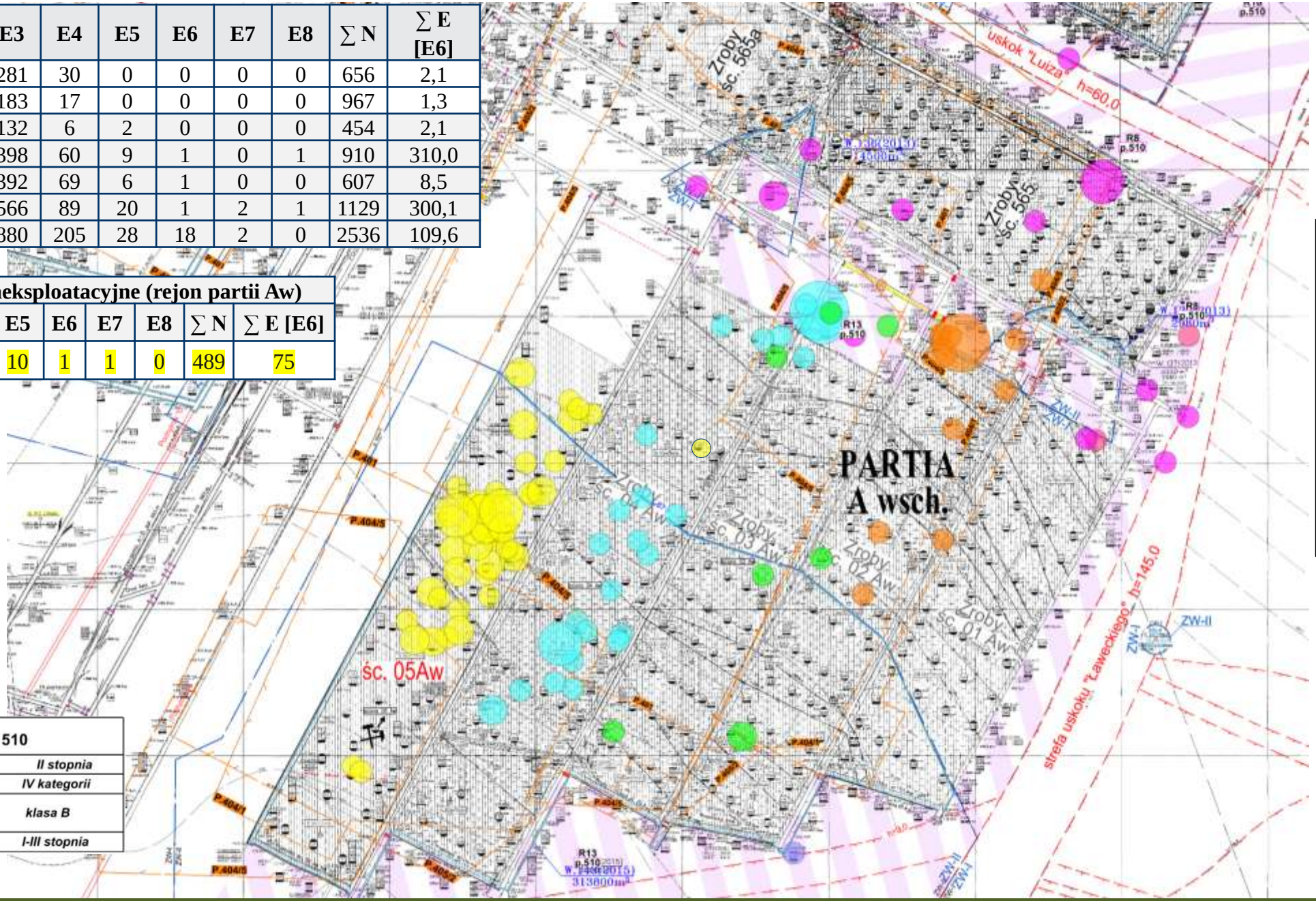


Dziękuję za uwagę

Aktywność sejsmiczna w rejonie pola Aw

Ściana	E2	E3	E4	E5	E6	E7	E8	∑ N	∑ E [E6]
565	345	281	30	0	0	0	0	656	2,1
565a	767	183	17	0	0	0	0	967	1,3
01Aw	314	132	6	2	0	0	0	454	2,1
02Aw	441	398	60	9	1	0	1	910	310,0
03Aw	139	392	69	6	1	0	0	607	8,5
04Aw	450	566	89	20	1	2	1	1129	300,1
05Aw	1403	880	205	28	18	2	0	2536	109,6

Wstrząsy pozaeksploatacyjne (rejon partii Aw)								
E2	E3	E4	E5	E6	E7	E8	∑ N	∑ E [E6]
111	319	47	10	1	1	0	489	75

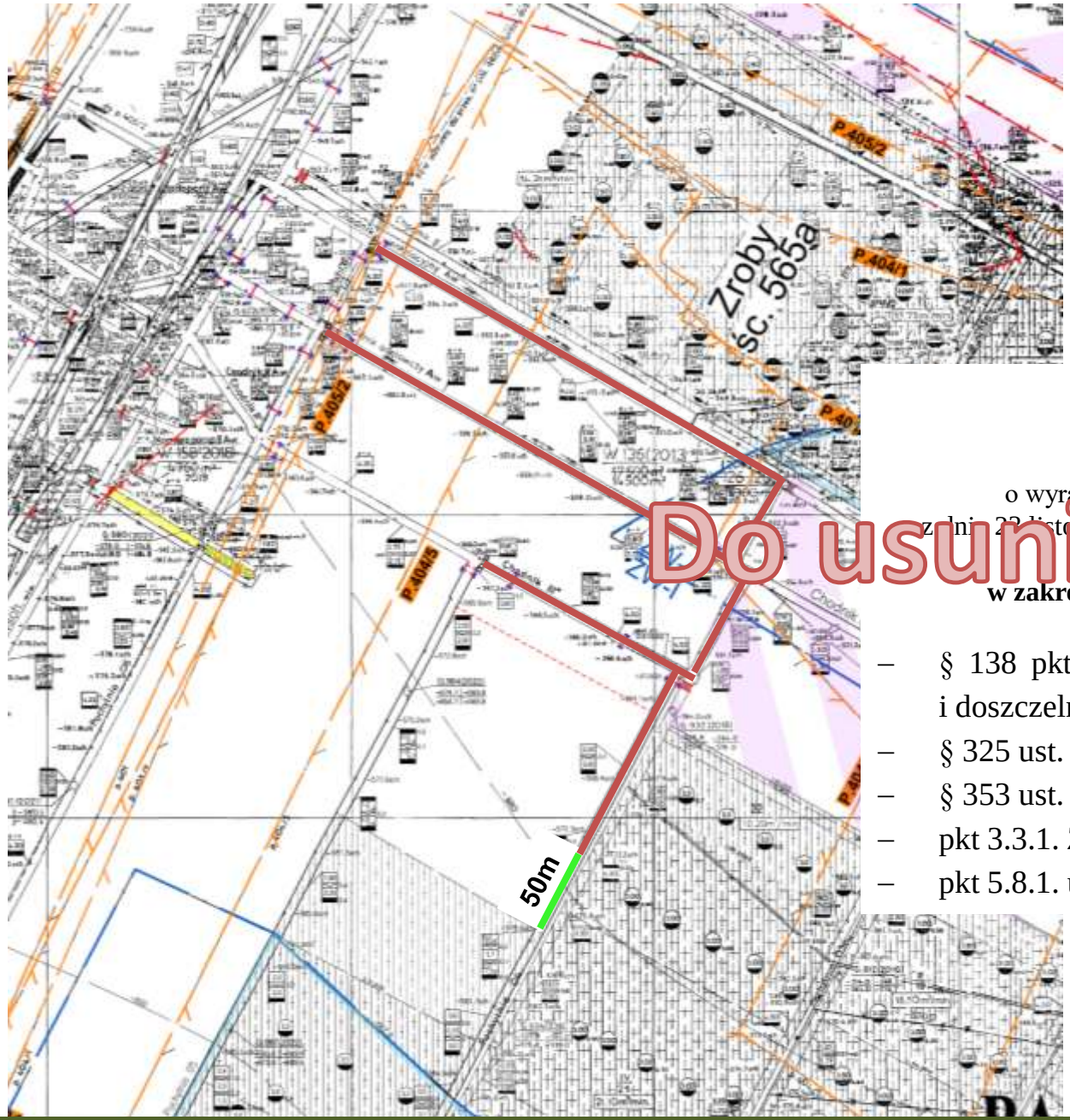


POKŁAD 510	
Zagrożenie tąpaniami	*II stopnia*
Zagrożenie metanowe	*IV kategorii*
Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego	*klasa B*
Zagrożenie wodne	*I-III stopnia*

Legenda

- PR Aw
- Ściana 01 Aw
- Ściana 02 Aw
- Ściana 03 Aw
- Ściana 04 Aw
- Pochylnia 02a

- E5 [J]
- E6 [J]
- E7 [J]
- E8 [J]



Do usunięcia

W N I O S E K

o wyrażenie zgody na odstąpienie od wymogów rozporządzenia Ministra Energii
z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych
w zakresie ograniczenia częstotliwości kontroli oraz pomiarów wynikających z:

- § 138 pkt. 3, tj. prowadzeniu bieżącej kontroli rurociągów podczas podsadzania i doszczelniania zrobów,
- § 325 ust. 1 pkt. 6, tj. pomiarów stężeń metanu przy tamach izolacyjnych,
- § 353 ust. 1 pkt. 1, tj. zapewnieniu bieżących kontroli odmetanowania,
- pkt 3.3.1. Załącznika nr 1, tj. kontroli robót górniczych, wzór nr 9 pkt 4 a, b, c, d, e.
- pkt 5.8.1. ust. 1 i pkt 5.8.6. ust. 1 Załącznika nr 4, tj. kontroli instalacji elektrycznej.

Wpływ geotekstyliów stabilizujących glebę na roślinność nasypów powyrobiskowych i rowów odwadniających

Anna Salachna, Damian Chmura

Uniwersytet Bielsko-Bialski, Katedra Ochrony i Inżynierii Środowiska,
asalachna@ubb.bielsko.pl, dchmura@ubb.bielsko.pl

Badane obiekty



Międzyrzecze



Nieboczowy



Lipnik



Wapienica

Badane obiekty



Międzyrzecze



Nieboczowy



Lipnik



Wapienica

Materiał i metody

Stanowisko badawcze	Wełna	Syntetyki	Kontrola
Miedzyrzecze (n=7)	4	2	1
Nieboczowy (n=5)	2	2	1
Lipnik (n=23)	6	15	2
Wapienica (n=12)	6	4	2

Materiał i metody

1. Badania fitosocjologiczne metodą Braun-Blanqueta wykonano w sezonach wegetacyjnych 2017-2018 roku. Łącznie wykonano 47 zdjęć fitosocjologicznych (powierzchnia zdjęcia 5mx5m).

2. W każdym badanych poletku za pomocą taśmy mierniczej zmierzono wysokość warstwy zielnej w trzech losowo wybranych miejscach oraz pobrano próbę mieszaną gleby do badania.

3. Na podstawie danych fitosocjologicznych obliczono następujące wskaźniki bioróżnorodności: bogactwo gatunkowe (S), indeks Shannona-Wienera (H), wskaźnik równomierności (E) oraz indeks dominacji Simpsona (D).

4. Dla porównania składu gatunkowego na poletkach zabezpieczonych za pomocą materiałów wełnianych i syntetycznych zastosowano kanoniczną analizę korespondencji (*Canonical Correspondence Analysis* CCA).

5. Wpływ zastosowanych materiałów na różnorodność gatunkową oraz wysokość warstwy zielnej analizowano za pomocą analizy wariancji ANOVA.

Wyniki

- Na stanowiskach w Nieboczowach, Lipniku i Wapienicy wykształcają się zbiorowiska jednorocznych i dwuletnich chwastów występujących na terenach ruderalnych (*Sisymbrion officinalis*, *Stellarietea mediae*)

- Gatunki występujące w tych fitocenozach tj. *Artemisia vulgaris, Cirsium arvense, Daucus carota, Lactuca serriola, Solidago canadensis, Tussilago farfara* są uznawane za gatunki typowe dla pierwszego etapu naturalnej sukcesji ekologicznej.



Nieboczowy

Wyniki





Wapienica



Lipnik

Wyniki









Wyniki

- Fitocenozy występujące na stanowisku w Międzyrzeczu ze względu na udział takich gatunków jak: perz właściwy *Agropyron repens*, mietlica rozłogowa *Agrostis stolonifera*, tojeść rozesłana *Lysimachia nummularia*, jaskier rozłogowy *Ranunculus repens* i szczaw kędzierzawy *Rumex crispus* nawiązują do muraw zalewowych ze związku *Agropyro-Rumicion crispi* (klasa *Molinio-Arrhenatheretea*).





Międzyrzecze

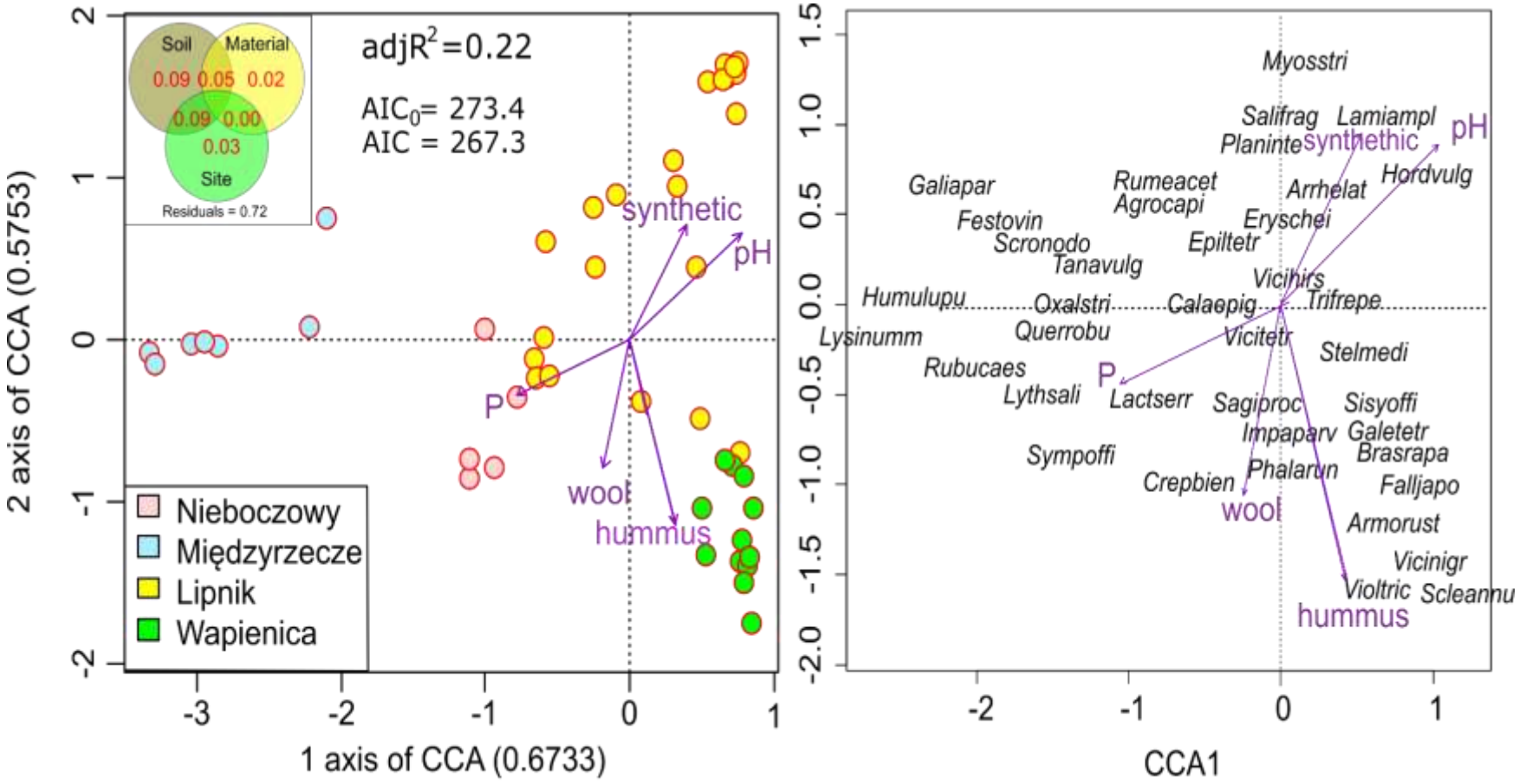
Wyniki





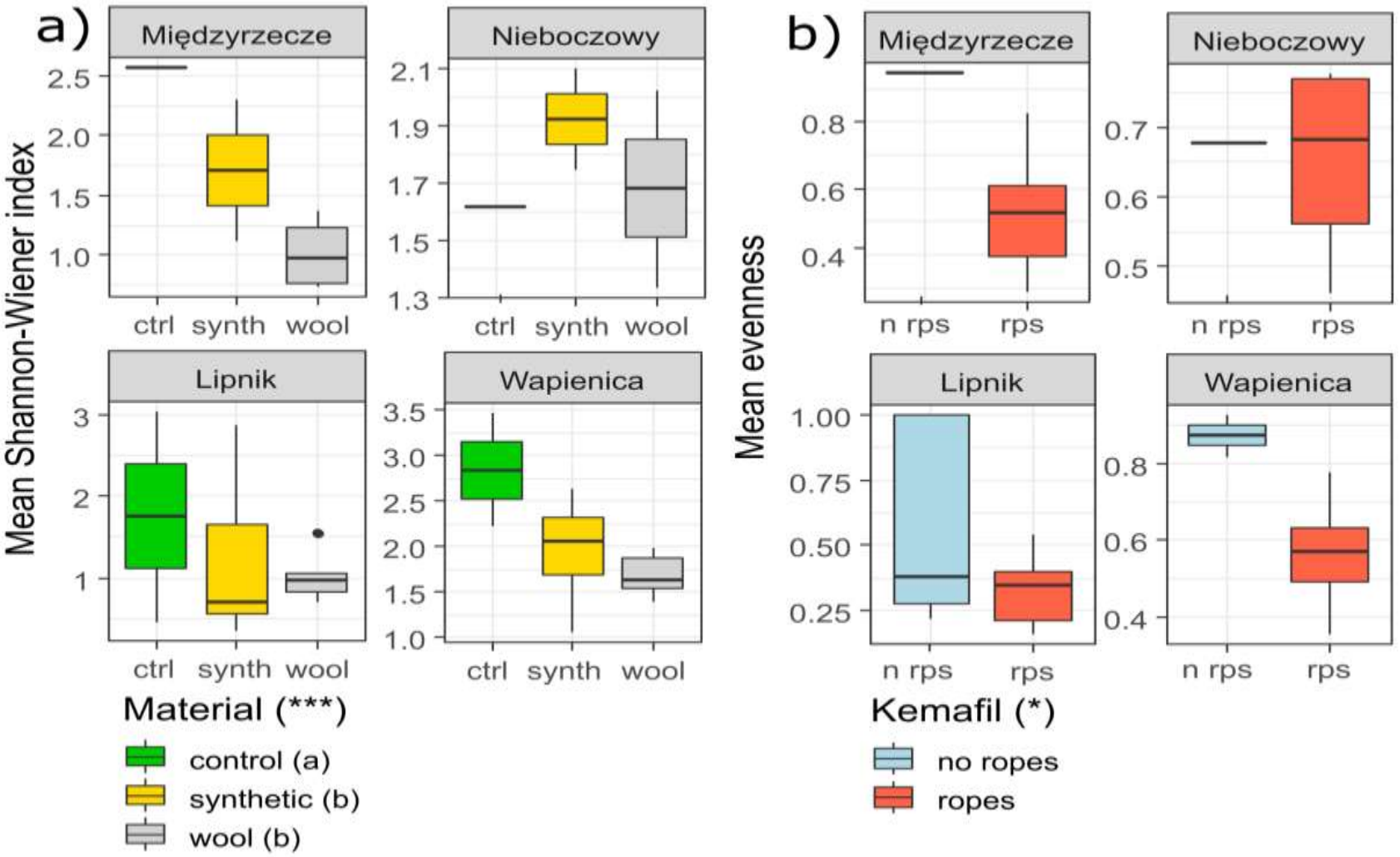


Wyniki



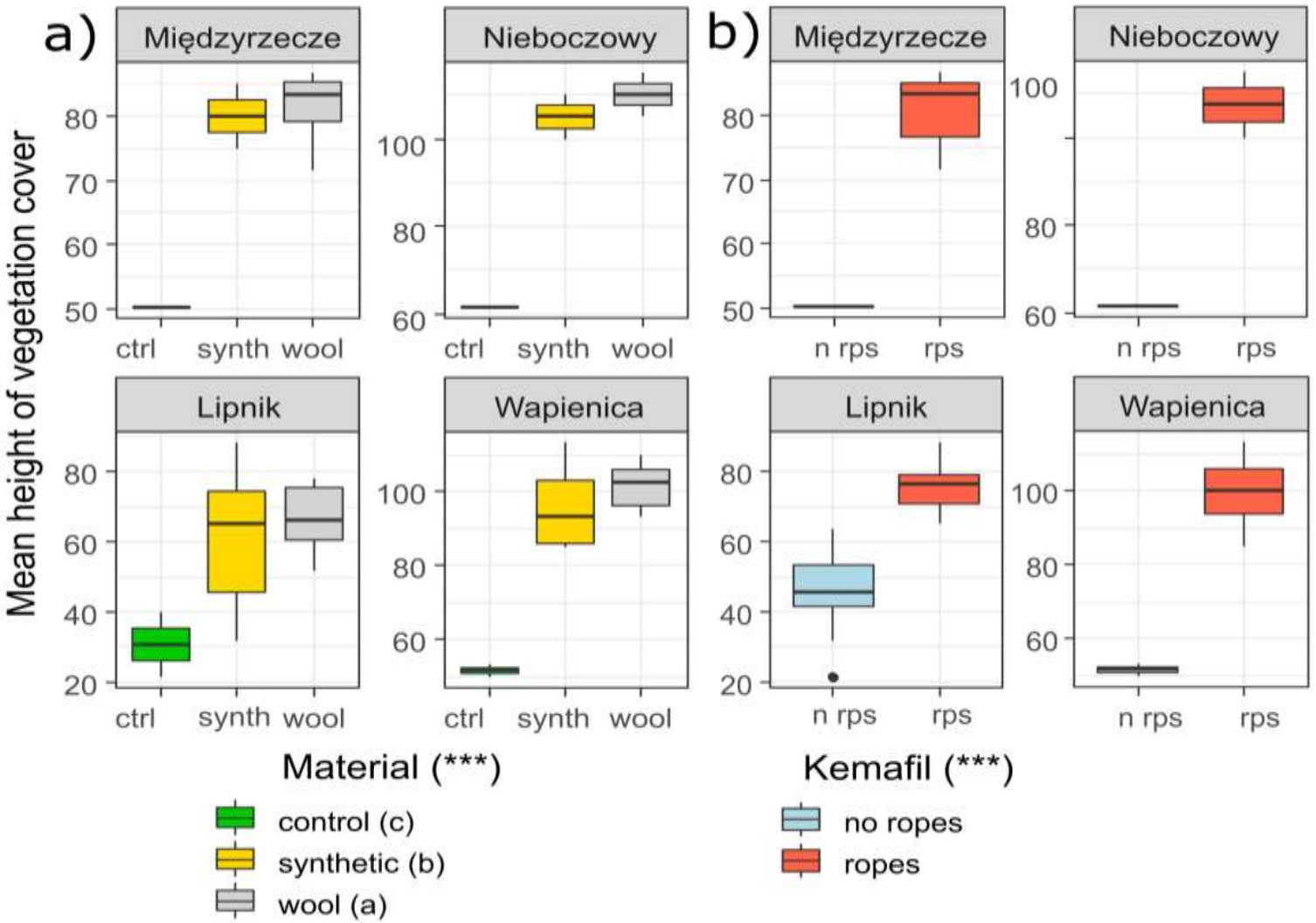
Wyniki kanonicznej analizy zgodności (CCA) dla wszystkich poletek badawczych

Wyniki



Porównanie średniej wartości wskaźnika Shannona-Wienera powierzchni badawczych w obrębie stanowisk i pomiędzy nimi oraz pomiędzy rodzajami materiału (a) i Kemafilem (b).
Wyjaśnienie: Wyniki ANOVA odnoszą się do porównania materiału z typem Kemafilu *** p<0,001, *p<0,05, Rodzaje materiału (oznaczone różnymi literami) wykazały istotne różnice pomiędzy grupami poletek przy p<0,05.

Wyniki



Porównanie średnich wartości wysokości warstwy zielnej na poletkach badawczych w obrębie stanowisk i pomiędzy nimi oraz pomiędzy rodzajami materiału (a) i Kemafilu (b).

Wyjaśnienie: Wyniki ANOVA odnoszą się do porównania materiału z typem Kemafilu *** $p<0,001$, *$p<0,05$, Rodzaje materiału (oznaczone różnymi literami) wykazały istotne różnice przy $p<0,05$ pomiędzy grupami wykresów w $p<0,05$.

Wnioski

1. Zastosowane geotekstylia (bez względu na rodzaj materiału) skutecznie stabilizują podłoże badanych skarp, zatrzymują wodę i zapobiegają erozji i przez to ułatwiają osiedlanie się i szybszy rozwój roślin. Warstwa zielna na poletkach stabilizowanych osiąga znacząco większą wysokość w porównaniu z poletkami nie zabezpieczonymi.

2. Rodzaj materiału zastosowany do stabilizacji podłoża powoduje niewielkie różnice w składzie gatunkowym rozwijających się zbiorowisk roślinnych. Na poletkach z materiałami syntetycznymi obecne są gatunki siedlisk kserotermicznych, psammofilnych. natomiast na poletkach z wełną występują gatunki łąkowe.

Dziękuję Państwu za uwagę!

Chmura D., Salachna A., Broda J., Kobiela-Mendrek K., Rom M., Gawłowski A. 2022. Multifunctional geotextiles produced from reclaimed fibres and their role in ecological engineering. Materials 15(22): 1-14, doi: 10.3390/ma15227957;

Kobiela – Mendrek K., Salachna A., Chmura D., Klama H., Broda J. 2019. The influence of geotextiles stabilizing the soil on vegetation of post-excavation slopes and drainage ditches. Journal of Ecological Engineering 20(1): 125-131., doi:10.12911/22998993/93864.

Badania eksploatacyjne aparatów roboczych W-70M w oparciu o wytyczne normy PN-EN 145:2000 – założenia i wstęp do badań

Henryk Sobczyk, Grzegorz Szczotarz
Faser S.A., Tarnowskie Góry

Anna Morcinek-Słota, Krzysztof Słota, Zbigniew Słota
Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa, Inżynierii Bezpieczeństwa i Automatyki Przemysłowej, Gliwice

STRESZCZENIE: Celem opracowania jest przedstawienie założeń i wstępu z zakresu badań eksploatacyjnych aparatów roboczych W-70M dostarczonych przez „Faser" S.A. w oparciu o wytyczne normy PN-EN 145. Według tej normy aparat powinien być badany w takich warunkach, jakich należy oczekiwać podczas jego praktycznego użytkowania. W pracy omówiono przekazany do badań aparat, przedstawiono metodykę badań, planowane do uzyskania wyniki oraz dalsze działania w ramach podjętych badań.

SŁOWA KLUCZOWE: Ratownictwo górnicze, aparaty robocze.

1. WPROWADZENIE

Problem bezpieczeństwa pracy w środowiskach ciepłych i gorących, do jakich zalicza się między innymi przodki i wyrobiska w kopalniach głębokich, jest zagadnieniem niezmiernie ważnym. Wystąpiły już w polskich kopalniach tragiczne w skutkach wypadki udaru cieplnego u górników i ratowników górniczych. Występują zdarzenia złego samopoczucia lub osłabienia wskutek stresu cieplnego [1, 4]. W przypadku ratowników górniczych obowiązują przepisy zawarte między innymi w załączniku 3 do Rozporządzenia Ministra Energii z dnia 16 marca 2017 r. w sprawie ratownictwa górniczego. Określają one, że prace wykonywane przez ratowników górniczych w aparatach regeneracyjnych albo powietrznych butlowych podczas akcji ratowniczych w temperaturze powyżej: 25°C mierzonej termometrem suchym i wilgotności względnej powyżej 50%, w ubraniach z włókien chemicznych, 30°C mierzonej termometrem suchym i wilgotności względnej powyżej 60%, w ubraniach z włókien naturalnych - należy traktować jako akcje ratownicze prowadzone w trudnych warunkach mikroklimatu. Dodatkowo podczas akcji ratowniczej prowadzonej w trudnych warunkach mikroklimatu kierownik

akcji ratowniczej jest zobowiązany podjąć działania poprawiające zarówno komfort oddychania w aparatach regeneracyjnych, jak i warunki mikroklimatu w miejscu pracy ratowników. Zakres tych działań i środki techniczne do ich realizacji kierownik akcji ratowniczej powinien skonsultować z przedstawicielem właściwej jednostki ratownictwa pracującym w sztabie akcji ratowniczej i polecić ich odnotowanie w książce prowadzenia akcji ratowniczej. Prace wykonywane przez ratowników górniczych w akcjach ratowniczych w aparatach regeneracyjnych, bez stosowania środków poprawiających komfort oddychania i warunki mikroklimatu w miejscu pracy ratowników, można prowadzić wyłącznie w atmosferze, w której temperatura mierzona termometrem suchym nie przekracza 35°C i wilgotność względna nie przekracza 60%. Zagrożenie klimatyczne bardzo często współwystępuje z innymi zagrożeniami. Szczególnie podczas prowadzenia akcji ratowniczych ratownicy górniczy dodatkowo narażeni są na niebezpieczeństwo związane z zagrożeniem pożarowym, wybuchem metanu i pyłu węglowego [3, 4].

2. MATERIAŁY I METODY

W zakładzie górniczym powinien być stosowany wyłącznie sprzęt ratowniczy do ochrony układu oddechowego, dopuszczony do stosowania na podstawie odrębnych przepisów.
Stan tego sprzętu, a także innych urządzeń niezbędnych do prowadzenia akcji ratowniczej powinien w szczególności zapewnić:

1) skuteczne prowadzenie prac ratowniczych,
2) bezpieczeństwo ludzi podczas likwidacji zagrożenia, zwłaszcza podczas wykonywania prac niebezpiecznych wymagających użycia sprzętu specjalistycznego.

Kopalniana stacja ratownictwa górniczego i służby ratownictwa w zakładzie górniczym powinny być wyposażone w:

1) sprzęt ochrony układu oddechowego,
2) przyrządy pomiarowe i kontrolne,
3) sprzęt ratowniczy i pomocniczy,
4) sprzęt medyczny,
5) sprzęt ochrony indywidualnej i odzież ochronną,
6) oświetlenie osobiste ratowników określone przez właściwą jednostkę ratownictwa.

Szczegółowe wymagania w zakresie wyposażenia kopalnianej stacji ratownictwa górniczego i służby ratownictwa określa plan ratownictwa. Wymagania te powinny uwzględniać rodzaj zagrożeń występujących w zakładzie górniczym, a w podziemnym zakładzie górniczym także liczbę pracowników zatrudnionych w ciągu doby pod ziemią.

2.1. *Aparat W-70M*

Aparat tlenowy W-70M jest następcą znanego W70, który jeszcze do niedawna był na wyposażeniu większości polskich stacji ratownictwa górniczego.
Aparat regeneracyjny z zamkniętym obiegiem powietrza oddechowego W-70M (EN145/O2/4N) jest przeznaczony do ochrony układu oddechowego podczas przeprowadzania prac ratowniczych w atmosferze nie nadającej się do oddychania na skutek niedostatku tlenu lub obecności substancji szkodliwych. Aparat wraz z przynależną maską twarzową odpowiada normie europejskiej PN-EN 145:2000 zharmonizowanej z dyrektywą 89/686/EWG.
Aparat W-70M jest wyposażony w: Elektroniczny System Nadzoru ESN-AT.
Elektroniczny System Nadzoru ESN-AT odpowiada klasie EEx ia I oraz EEx ia IIC T4 zgodnie z EN 60079-0:2012 i EN 60079-11:2012.

Dane techniczne aparatu zamieszczono w poniżej tabeli.

Tabela 2.1. Dane techniczne aparatu W-70M [12]
Table 2.1. Example of a typical Table

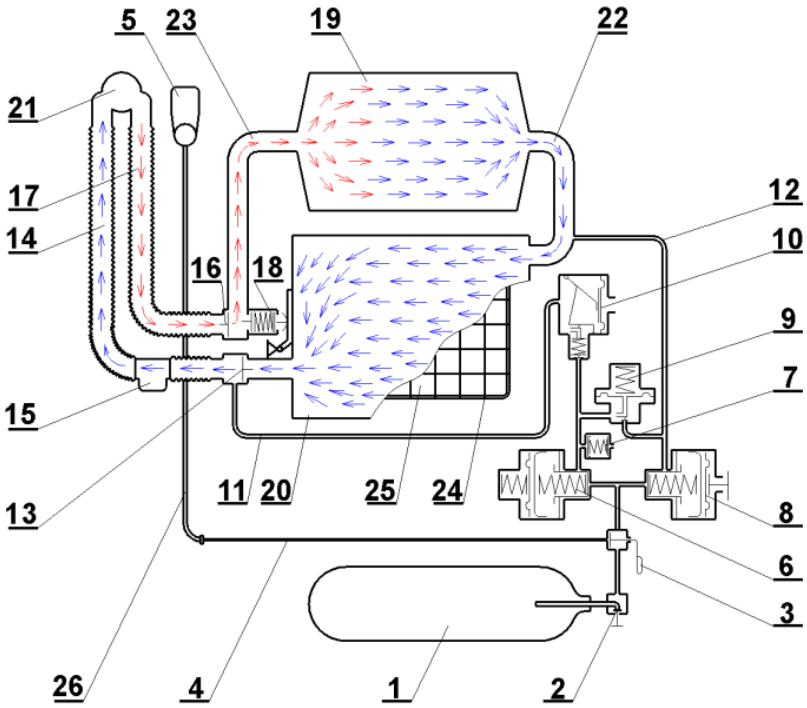
OKREŚLENIE PARAMETRU			Jedn. miary	Dane techn.
Czas ochronnego działania około:			godz.	4
Masa kompletnego aparatu około:			kg	13
Masa maski			kg	0,76±0,02
Wymiary tornistra: - szerokość - wysokość - grubość			mm mm mm	430 480 148
Butla tlenowa: - pojemność - średnica - długość - waga - gwint E 17 con EN 144-1:2000 - znaki na butli zgodne z dyrektywą 97/23/WE - jednoznaczny zapis przeznaczenia butli: O_2			dm^3 mm mm kg	2 Ø110±1 305±1,5 ≤1,4
Tlen w butli - wg PN-EN 145: 2000 (EN 145:1997) Stężenie tlenu dostarczanego z butli do obiegu oddechowego			%	min. 99,5
Zawartość pary wodnej w tlenie w butli przy ciśnieniu 1 bar			mg/m^3	max. 50
Ciśnienie robocze			bar	200
Ciśnienie zredukowane tlenu			bar	4±0,1
Dawkowanie stałe tlenu (przy 200 bar)			dm^3/min	1.5±0,1
Dawkowanie maks. przy ciśnieniu w butli > 10 bar			dm^3/min	> 80
Objętość dawki przepłukującej			dm^3	6,0
Pojemność worka oddechowego			dm^3	6,0
Pochłaniacz $CO_2$21: - wymiary - orientacyjna waga			cm kg	(9 x 18 x 21) max. 2.0
Medium chłodzące - kompres żelowy 20x18 (wkład): waga			kg	0,7
Elektroniczny System Nadzoru ESN-AT	zasilanie		2 baterie alkaliczne x 1,5 V	
	temperatura pracy		°C	-6 ÷ 60
			bar	0 ÷ 250
Bateria (ze względów bezpieczeństwa wymagane jest stosowanie podanych typów baterii)	Duracell LRG Ultra M3 ENERGIZER MAX RG			
Przynależne maski twarzowe	MT 313/4 ANKA 1 EN 136:1998 CL3 MT 313/5 ANKA 2 EN 136:1998 CL3 (z urządzeniem do picia)			
Warunki środowiska				
podczas użycia	temperatura		°C	-6 ÷ 60
	ciśnienie powietrza		hPa	900 ÷ 1200
	wilgotność względna		%	0 ÷ 100
warunki składowania	temperatura		°C	5 ÷ 30
	ciśnienie powietrza		hPa	900 ÷ 1200
	wilgotność względna		%	30 ÷ 80

Aparat spełnia wymagania normy PN-EN 145:2000 w zakresie temperatur (-6÷30°C). Można go jednak użytkować w podwyższonych temperaturach (do około 60°C).

W tych temperaturach aparat działa zadawalająco i zachowuje wszystkie podstawowe parametry użytkowe, jednakże może to wpłynąć na skrócenie czasu działania oraz komfort użytkowania aparatu. Decyzję o zastosowaniu aparatu w takich warunkach podejmują osoby nadzorujące akcję ratowniczą. Użytkowanie aparatu bez wkładu lodowego jest dopuszczalne w temperaturze otoczenia nie przekraczającej 22°C. Wyższa temperatura otoczenia może wpłynąć na skrócenie czasu ochronnego działania oraz komfortu użycia aparatu. Decyzję o stosowaniu aparatu w temperaturze wyższej niż 22°C podejmują osoby nadzorujące akcję ratowniczą.
Konstrukcję aparatu zobrazowano na poniższych rysunkach.



Rys. 2.1. Aparat W-70M [12]
Fig. 2.1. Apparatus W-70M [12]

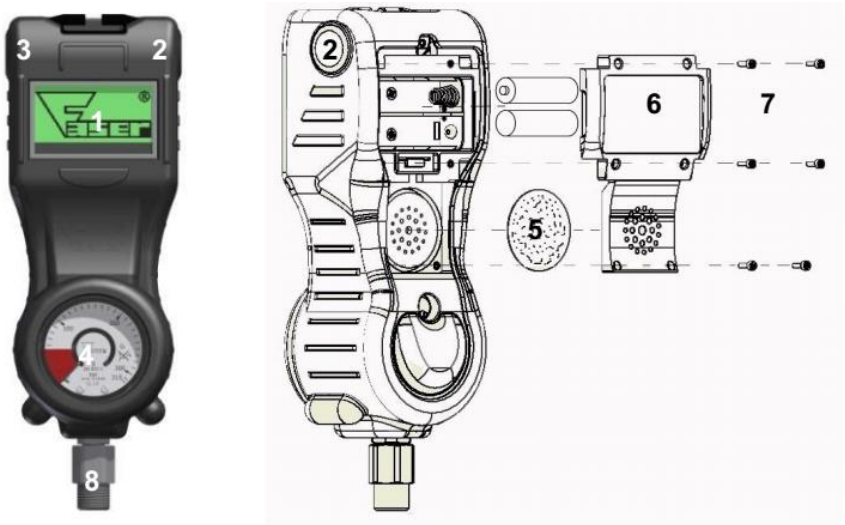


1. Butla tlenowa
2. Zawór butli
3. Zawór odcinający
4. Przewód wysokiego ciśnienia
5. Elektroniczny System Nadzoru (ESN-AT)
6. Zawór redukcyjny
7. Zawór bezpieczeństwa
8. Zawór dodawczy
9. Zawór przepłukujący
10. Automat płucny
11. Przewód tlenowy
12. Przewód dodawczy
13. Komora wdechowa
14. Przewód wdechowy
15. Ślinnik
16. Komora wydechowa
17. Przewód wydechowy
18. Zawór upustowy
19. Pochłaniacz
20. Worek oddechowy
21. Łącznik centralny
22. Łącznik prawy (fajka prawa)
23. Łącznik lewy (fajka lewa)
24. Koszyk chłodnicy
25. Kompres żelowy
26. Przewód do ESN -AT

Rys. 2.2. Schemat aparatu tlenowego W-70M [12]
Fig. 2.2. Diagram of the W-70M oxygen apparatus [12]

Tlenowy aparat izolujący typ W-70M jest aparatem plecakowym o zwartej i trwałej konstrukcji z bocznym wyprowadzeniem węży oddechowych. Tornister aparatu wykonany jest z blachy stalowej kwasoodpornej. Składa się z wklęsłego spodu oraz opływowej pokrywy, połączonych ze sobą rozłącznie. Do spodu tornistra od strony wewnętrznej przymocowane są: łoże pochłaniacza (37), zaczepy z paskiem mocującym (38) butlę tlenową (1) z zaworem (2), zaczep zamknięcia tornistra (27), płetwa zaworu upustowego (28), łączniki zaworów oraz komory wdechowa (13) i wydechowa (16). Komora wydechowa (16) z zamontowanym w niej zaworem

upustowym (18), połączona jest przy pomocy krótkiego węża fałdowanego (29) i łącznika lewego (fajka lewa) (23) z wlotem pochłaniacza CO_2 (19). Na zespół zaworów (30) składają się: zawór redukcyjny (6), zawór odcinający (3), zawór dodawczy (8), zawór bezpieczeństwa (7), zawór przepłukujący (9)i membranowy automat płucny ze stało-zmiennym dawkowaniem tlenu (10). Do automatu płucnego (10), połączonego z zaworem redukcyjnym (6), połączona jest przewodem tlenowym (11) komora wdechowa (13), a zawór dodawczy (8) i przepłukujący (9) przy pomocy przewodu dodawczego (12) z łącznikiem prawym (fajką prawą) (22). Zespół zaworów (30) połączony jest zaworem butli (2) z butlą tlenową (1). Z wyprowadzonymi na zewnątrz spodu tornistra komorami zaworowymi (13) (16) połączone są przewody oddechowe (14) (17). Wąż wdechowy (14) wyposażony jest w zbiornik śliny (15). Poniżej przewodów oddechowych wyprowadzony jest giętki przewód (26) z elektronicznym systemem nadzoru ESN-AT (5), który jest połączony z przewodem wysokiego ciśnienia (4). Zawór odcinający (3) w przypadku rozszczelnienia przewodu wysokiego ciśnienia (4), przewodu do ESN-AT (26) lub manometru w elektronicznym systemie nadzoru ESN-AT (5) umożliwia zamknięcie wypływu tlenu o wysokim ciśnieniu. W części środkowej spodu tornistra umieszczony jest worek oddechowy (20). Łącznik prawy (fajka prawa) (22) stanowiący wlot do worka, jest wyprowadzony z jego bocznej górnej części i połączony z wylotem pochłaniacza (19). Końcówka wylotowa worka, która umieszczona jest w bocznej dolnej części worka, połączona jest z bocznym króćcem komory wdechowej (13). Pod workiem umieszczona jest chłodnica (24),do której wkłada się kompres żelowy (25). Od strony zewnętrznej do spodu tornistra są przymocowane pasy nośne (31): od góry - wieszak (32) i zaczep (33) od dołu - konsole prawa i lewa (34) (35). Poduszka izolacyjna (36) jest mocowana do spodu za pomocą zaczepów [12].



1. Wyświetlacz cyfrowy.
2. Przycisk prawy (przycisk startowy).
3. Przycisk lewy.
4. Manometr.
5. Filtr.
6. Pokrywa.
7. Wkręty – 6 szt.
8. Króciec przyłączeniowy elastycznego przewodu wysokiego ciśnienia (łącznik).

Rys. 2.3. Zewnętrzny elektroniczny systemem nadzoru ESN-AT [12]
Fig. 2.3. External ESN-AT electronic surveillance system [12]



Rys. 2.4. Ratownicy górniczy wyposażeni w aparaty tlenowe W-70M [źródło: zdjęcie autorskie]
Fig. 2.4. Mine rescuers equipped with W-70M oxygen apparatus [source: author's photo].

Obieg tlenu.
Tlen pod wysokim ciśnieniem, zgromadzony w butli tlenowej (1), po otwarciu zaworu butli (2), dopływa do zaworu redukcyjnego (6), gdzie ciśnienie jego ulega redukcji do wartości tzw. ciśnienia zredukowanego. Zredukowany do tej wartości tlen dopływa do zaworu przepłukującego (9) i automatu płucnego (10). Z zaworu przepłukującego (9) dawka przepłukująca tlenu przepływa poprzez przewód dodawczy (12) do łącznika prawego (fajka prawa) (22) i do worka oddechowego (20), po czym zawór przepłukujący zamyka się samoczynnie i pozostaje zamknięty do końca użytkowania aparatu. Ciągłe uzupełnianie tlenu w obiegu oddechowym podczas użytkowania aparatu dokonywane jest poprzez stałe dawkowanie tlenu przez dyszę umieszczoną w przesuwnym tłoczku automatu płucnego (10). Jeżeli dawkowana ilość tlenu jest niewystarczająca na pokrycie zapotrzebowania użytkownika, to na skutek wytworzonego w układzie oddechowym podciśnienia, urządzenie membranowe automatu płucnego (10) powoduje dopływ dodatkowej ilości tlenu. Zarówno stałe dawkowanie jak i dawkowanie automatu płucnego dostarczane jest do obiegu oddechowego aparatu przewodem tlenowym (11). Dodatkowo tlen w układzie oddechowym można uzupełnić przez ręczne uruchomienie zaworu dodawczego (8). Jako zabezpieczenie przed nadmiernym, awaryjnym wzrostem ciśnienia zredukowanego zastosowano nadciśnieniowy zawór bezpieczeństwa (7), który przy wzroście ciśnienia zredukowanego powyżej określonej wartości uruchamia się samoczynnie, upuszczając tlen do atmosfery [12].
Obieg powietrza oddechowego.
Powietrze wydychane płynie przez łącznik centralny (21), przewód wydechowy (17), komorę wydechową (16) i lewym łącznikiem (lewa fajka) (23) do pochłaniacza (19), gdzie oczyszcza się z dwutlenku węgla, a następnie przez prawy łącznik (prawa fajka) (22) do worka oddechowego (20). Przy wdechu powietrze z worka oddechowego (20) jest ochłodzone dzięki kompresowi żelowemu (25), umieszczonemu w koszyku chłodnicy (24) pod workiem oddechowym (20). Następnie płynie do komory wdechowej (13), gdzie następuje wzbogacenie w tlen z automatu płucnego (10) i płynie dalej przez przewód wdechowy (14), łącznik centralny (21) do maski i płuc użytkownika. Przy wzroście ciśnienia w worku oddechowym (20), powyżej określonej granicy otwiera się sterowany workiem zawór upustowy (18), umieszczony na komorze wydechowej (16), upuszczając z obiegu oddechowego nadwyżkę powietrza [12].

3. ZAŁOŻENIA I WSTĘP DO BADAŃ

Wszystkie badania wykonywane będą w sali laboratoryjnej w Fabryce Sprzętu Ratunkowego i Lamp Górniczych „Faser" S.A. Budowa i wyposażenie laboratorium jest zgodne z określonymi zasadami w normie PN-EN 145 przy przeprowadzaniu badań eksploatacyjnych aparatów roboczych.
Do badań użyty zostanie aparat roboczy W-70M dostarczony przez FASER S.A. Dane techniczne aparatu zawarto w rozdziale 2. niniejszej pracy. Podczas badań ratownicy ubrani będą w odzież sportową, bez hełmu i rękawic. W trakcie ćwiczeń na drabince założone będą specjalne uprzęże, które zabezpieczają w razie poślizgnięcia, czy upadku z drabiny.
Wg normy PN-EN 145 [9] aparat powinien być badany w takich warunkach, jakich należy oczekiwać podczas jego praktycznego użytkowania. Podczas tych badań, niżej wymienione czynności, powinny symulować praktyczne użytkowanie aparatu.
Ustalenie kolejności wykonywania tych czynności oraz czas trwania poszczególnych badań, pozostaje w gestii placówki organizującej badania. Poszczególne czynności powinny być tak zaplanowane, aby pozostawało wystarczająco dużo czasu na wykonanie wszystkich ćwiczeń.

1. Wykonanie 30 pociągnięć masy 25 kg na maszynie roboczej, każde pociągnięcie w kierunku pionowym ku ziemi z wysokości 1,8 m, co daje łączne obciążenie pracą wynoszące 13 500 Nm.
2. Chodzenie w pozycji wyprostowanej po poziomej powierzchni (całkowita odległość: 125 m).
3. Chodzenie po poziomej powierzchni w pozycji pochylonej przy wysokości (1,3 ± 0,2) m (całkowita odległość: 200 m).
4. Czołganie się po poziomej powierzchni przy wysokości (0,70 ± 0,05) m (całkowita odległość: 100 m).
5. Wspinanie się i schodzenie po drabinie z jednorazowym przejściem w obu kierunkach przez kwadratowy otwór o długości boków 460 mm (cała długość drogi pionowej wynosi 20 m).
6. Czołganie się w tak niskim tunelu (o długości 4 m), że uczestnik badań powinien zdjąć aparat i pchać go przed sobą lub ciągnąć za sobą przy czym oddychanie za pomocą aparatu nie powinno być przerwane.
7. Zwinięcie i rozwinięcie węża gaśniczego o długości co najmniej 15 m.
8. Badanie eksploatacyjne powinno być przeprowadzone bez przerwy, bez zdejmowania aparatu i przy następujących warunkach zewnętrznych: temperatura od 20 do 23°C i wilgotność względna od 50 do 70%.
9. Czas trwania oraz liczbę cykli ćwiczeń dla każdej klasy aparatu podano w tablicy 3.1.

Tabela 3.1. Czas i liczba cykli ćwiczeń [9]
Table 3.1. Time and number of exercise cycles [9]

Klasa aparatu		Cykl ćwiczeń		Całkowity czas
Aparaty podciśnieniowe	Aparaty nadciśnieniowe	Liczba	Czas działania min	trwania ćwiczeń h
1 N	1 P	3	20	1
2 N	2 P	5	24	2
4 N	4 P	8	30	4

3.1. *Badania w komorze zimna*

Aparaty składowane w temperaturze pokojowej

Aparaty powinny być oczyszczone i zdezynfekowane zgodnie z zaleceniami producenta. Dwa aparaty powinny być przygotowane do użycia i kondycjonowane w temperaturze pokojowej wynoszącej (23 ± 2) °C nie krócej niż przez 2 h, ale nie dłużej niż 3 h.

Dwie ciepło ubrane osoby powinny założyć aparaty w temperaturze pokojowej (około 23 °C) i wejść do komory chłodniczej o temperaturze (-6 ± 2) °C. Badanie powinno być ciągłe, to znaczy, że należy je prowadzić przez 30 min bez zdejmowania aparatu. Czynności niżej wymienione powinny być podzielone na 5 minutowe ćwiczenia, powtarzane jeśli będzie to konieczne.

1. Powolne chodzenie i czołganie się.
2. Noszenie i układanie drewnianych klocków lub podobnych elementów.
3. Ciągnięcie po poziomej powierzchni metalowego bloku o masie 50 kg (2 * 25 kg) za pomocą liny.

Po zakończeniu badania sprawdza się wpływ niskiej temperatury na działanie każdego aparatu.

Aparaty składowane w temperaturze -6 °C

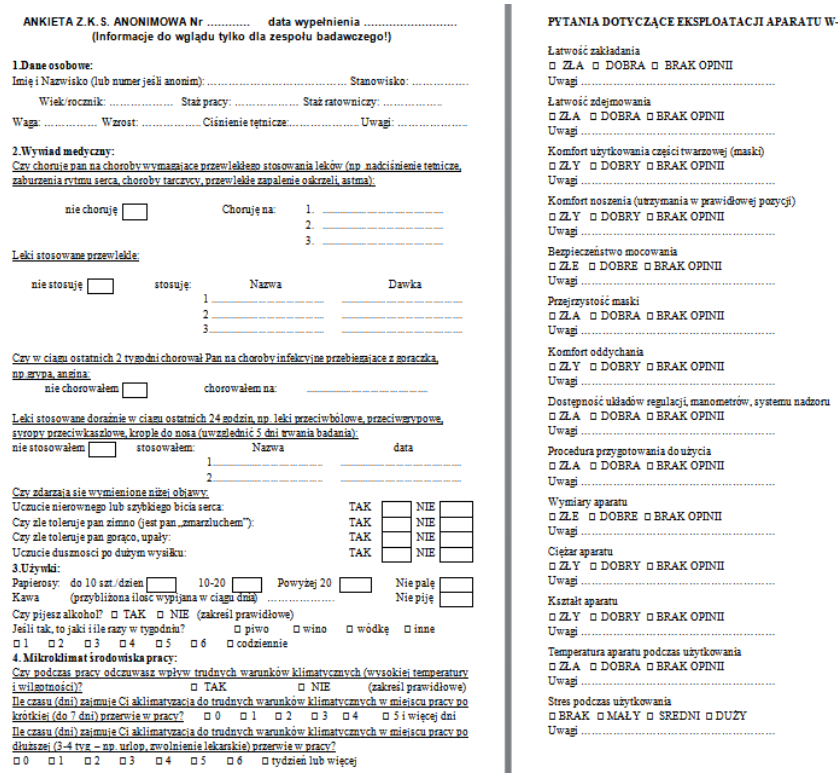
Aparaty powinny być oczyszczone i zdezynfekowane zgodnie z zaleceniami producenta. Dwa aparaty, przygotowane do użycia, powinny być chłodzone w temperaturze (-6 ± 2) °C nie kró-

cej niż przez 2 h, ale nie dłużej niż 3 h. Dwie ciepło ubrane osoby powinny założyć aparaty w komorze chłodniczej i wykonać pracę w temperaturze otoczenia (-6 ± 2) °C. Należy wykonać podobny program badań jak opisany wyżej, przez 30 min. Po zakończeniu badania sprawdza się wpływ niskiej temperatury na działanie każdego aparatu.

Aparaty składowane w temperaturze -30°C (dotyczy wyłącznie aparatów przeznaczonych do pracy w niskich temperaturach)

Aparaty powinny być oczyszczone i zdezynfekowane zgodnie z zaleceniami producenta. Dwa aparaty, przygotowane do użycia, powinny być chłodzone w temperaturze (-30 ± 3) °C przez 4 h. Następnie aparaty powinny być ogrzane do temperatury (-15 ± 3) °C i przechowywane przez 15 do 20 h w tej temperaturze. Dwie ciepło ubrane osoby powinny założyć aparaty w komorze chłodniczej i wykonać pracę w temperaturze otoczenia (-15 ± 3) °C. Należy wykonać podobny program badań jak opisany wyżej, przez 30 min. Po zakończeniu badania sprawdza się wpływ niskiej temperatury na działanie każdego aparatu.

Do ćwiczeń wytypowanych będzie czterech ratowników górniczych o zróżnicowanych parametrach fizycznych i różnym stażu ratowniczym. Przed przystąpieniem do ćwiczeń, u każdego z ratowników, przeprowadzane będzie podstawowe badanie lekarskie. Cały przebieg ćwiczeń będzie na bieżąco monitorowany. Cały czas zapewniona będzie opieka medyczna dyżurnego lekarza, który decydować będzie o dopuszczeniu ratowników do ćwiczeń. Dodatkowym elementem badań będzie wypełnianie ankiet przez biorących udział w ćwiczeniach. Wzór przeprowadzanej ankiety przedstawia rys. 3.1.



ANKIETA Z.K.S. ANONIMOWA Nr ..... data wypełnienia .....
(Informacje do wglądu tylko dla zespołu badawczego!)

1.Dane osobowe:
Imię i Nazwisko (lub numer jeśli anonim): ..... Stanowisko: .....
Wiek/rocznik: ..... Staż pracy: ..... Staż ratowniczy: .....
Waga: ..... Wzrost: ..... Ciśnienie tętnicze:..... Uwagi: .....

2.Wywiad medyczny:
Czy choruje pan na choroby wymagające przewlekłego stosowania leków (np. nadciśnienie tetnicze, zaburzenia rytmu serca, choroby tarczycy, przewlekłe zapalenie oskrzeli, astma):

nie choruję ☐ Choruję na: 1. _____ 2. _____ 3. _____

Leki stosowane przewlekle:

nie stosuję ☐ stosuję: Nazwa Dawka
1 _____ _____
2 _____ _____
3 _____ _____

Czy w ciągu ostatnich 2 tygodni chorował Pan na choroby infekcyjne przebiegające z gorączką, np grypa, angina:
nie chorowałem ☐ chorowałem na: _____

Leki stosowane doraźnie w ciągu ostatnich 24 godzin, np. leki przeciwbólowe, przeciwgrypowe, syropy przeciwkaszlowe, krople do nosa (uwzględnić 5 dni trwania badania):
nie stosowałem ☐ stosowałem: Nazwa data
1 _____ _____
2 _____ _____

Czy zdarzają się wymienione niżej objawy:
Uczucie nierownego lub szybkiego bicia serca: TAK ☐ NIE ☐
Czy źle toleruje pan zimno (jest pan „zmarzluchem"): TAK ☐ NIE ☐
Czy źle toleruje pan gorąco, upały: TAK ☐ NIE ☐
Uczucie duszności po dużym wysiłku: TAK ☐ NIE ☐

3.Używki:
Papierosy: do 10 szt./dzień ☐ 10-20 ☐ Powyżej 20 ☐ Nie palę ☐
Kawa (przybliżona ilość wypijana w ciągu dnia) ..... Nie piję ☐
Czy pijesz alkohol? ☐ TAK ☐ NIE (zakreśl prawidłowe)
Jeśli tak, to jaki i ile razy w tygodniu? ☐ piwo ☐ wino ☐ wódkę ☐ inne
☐ 1 ☐ 2 ☐ 3 ☐ 4 ☐ 5 ☐ 6 ☐ codziennie

4. Mikroklimat środowiska pracy:
Czy podczas pracy odczuwasz wpływ trudnych warunków klimatycznych (wysokiej temperatury i wilgotności)? ☐ TAK ☐ NIE (zakreśl prawidłowe)
Ile czasu (dni) zajmuje Ci aklimatyzacja do trudnych warunków klimatycznych w miejscu pracy po krótkiej (do 7 dni) przerwie w pracy? ☐ 0 ☐ 1 ☐ 2 ☐ 3 ☐ 4 ☐ 5 i więcej dni
Ile czasu (dni) zajmuje Ci aklimatyzacja do trudnych warunków klimatycznych w miejscu pracy po dłuższej (3-4 tyg – np. urlop, zwolnienie lekarskie) przerwie w pracy?
☐ 0 ☐ 1 ☐ 2 ☐ 3 ☐ 4 ☐ 5 ☐ 6 ☐ tydzień lub więcej

PYTANIA DOTYCZĄCE EKSPLOATACJI APARATU W-70M

Łatwość zakładania
☐ ZŁA ☐ DOBRA ☐ BRAK OPINII
Uwagi .....

Łatwość zdejmowania
☐ ZŁA ☐ DOBRA ☐ BRAK OPINII
Uwagi .....

Komfort użytkowania części twarzowej (maski)
☐ ZŁY ☐ DOBRY ☐ BRAK OPINII
Uwagi .....

Komfort noszenia (utrzymania w prawidłowej pozycji)
☐ ZŁY ☐ DOBRY ☐ BRAK OPINII
Uwagi .....

Bezpieczeństwo mocowania
☐ ZŁE ☐ DOBRE ☐ BRAK OPINII
Uwagi .....

Przejrzystość maski
☐ ZŁA ☐ DOBRA ☐ BRAK OPINII
Uwagi .....

Komfort oddychania
☐ ZŁY ☐ DOBRY ☐ BRAK OPINII
Uwagi .....

Dostępność układów regulacji, manometrów, systemu nadzoru
☐ ZŁA ☐ DOBRA ☐ BRAK OPINII
Uwagi .....

Procedura przygotowania do użycia
☐ ZŁA ☐ DOBRA ☐ BRAK OPINII
Uwagi .....

Wymiary aparatu
☐ ZŁE ☐ DOBRE ☐ BRAK OPINII
Uwagi .....

Ciężar aparatu
☐ ZŁY ☐ DOBRY ☐ BRAK OPINII
Uwagi .....

Kształt aparatu
☐ ZŁY ☐ DOBRY ☐ BRAK OPINII
Uwagi .....

Temperatura aparatu podczas użytkowania
☐ ZŁA ☐ DOBRA ☐ BRAK OPINII
Uwagi .....

Stres podczas użytkowania
☐ BRAK ☐ MAŁY ☐ ŚREDNI ☐ DUŻY
Uwagi .....

Rys. 3.1. Wzór ankiety [opracowanie własne]
Fig. 3.1. Questionnaire template [author's elaboration]

Pomiar pulsu odbywać się będzie za pomocą pulsometrów naręcznych oraz kontrolnie za pomocą pulsoksymetru zakładanego na palec. Temperatura ciała (powierzchni skóry i błony bębenkowej) mierzona będzie za pomocą termometrów elektronicznych. Masa ciała określana będzie za pomocą wagi lekarskiej.

4. PODSUMOWANIE

Instrukcja krajów Wspólnoty Europejskiej zawierająca zalecenia dotyczące doboru i użytkowania sprzętu ochrony układu oddechowego, na wstępie określa generalne zasady postępowania dla pracodawców, którzy stosują technologie wiążące się z emisją czynników niebezpiecznych lub szkodliwych dla układu oddechowego. Według tych zasad pracodawca powinien stworzyć możliwie najbezpieczniejsze warunki pracy, wykorzystując aktualny stan wiedzy technicznej i organizacyjnej, stosując działania w zakresie: eliminacji czynników stanowiących ryzyko, izolacji stref niebezpiecznych, stosowania ochron zbiorowych oraz wyposażania pracowników w indywidualne środki ochrony układu oddechowego. Wszystkie te działania powinny doprowadzić do zapewnienia warunków środowiska pracy w taki sposób, aby powietrze wdychane przez człowieka było zdatne do oddychania. Warunek ten spełniony jest, gdy jednocześnie [13]:

- ilość zanieczyszczeń wchodzących w skład powietrza do oddychania jest poniżej wartości Najwyższych Dopuszczalnych Stężeń wyznaczonych dla tych substancji,
- zawartość tlenu w powietrzu do oddychania jest powyżej 19%,
- temperatura powietrza oddechowego odpowiada maksymalnej dopuszczalnej ze względów fizjologicznych temperaturze, w której może pracować człowiek.

Wchłanianie szkodliwych zanieczyszczeń powietrza przez układ oddechowy zależy od chemicznych i fizycznych właściwości substancji. Proces ten prowadzi do:

- uszkodzenia płuc,
- czasowego lub chronicznego zatrucia,
- zniszczeń radiacyjnych,
- chorób przenoszonych przez bakterie i wirusy lub innych chorób jak alergie, choroby nowotworowe.

Z tego powodu ważne jest prawidłowe określenie wszystkich czynników szkodliwych i niebezpiecznych dla układu oddechowego mogących wystąpić podczas przebywania ludzi w strefie zagrożonej, ich charakterystyka oraz reakcje zachodzące w mieszaninach tych związków. Ponadto, w niektórych przypadkach stosowania sprzętu ochrony układu oddechowego (np. pożarnictwo, ratownictwo górnicze, atomistyka, występowanie palnej atmosfery, ekstremalne warunki klimatyczne), mogą pojawić się dodatkowe wymagania, które muszą zostać ocenione w połączeniu z bezpośrednimi zagrożeniami dla układu oddechowego.

Wybór rodzaju sprzętu ochrony układu oddechowego zależy od relacji w jakiej pozostaje maksymalne stężenie substancji toksycznych danego środowiska pracy w stosunku do dopuszczalnych wartości stężeń określonych dla tych substancji. Sprzęt ochrony układu oddechowego przeznaczony jest do pracy ciągłej, wykonywanej w możliwie najkrótszym czasie. Wynika to głównie ze znacznych uciążliwości spowodowanych: ograniczeniami w odbiorze niektórych bodźców, trudnościami w porozumiewaniu się, ograniczeniami pola widzenia. Czas użytkowania sprzętu, ze względu na komfort użytkowania, należy ustalić w oparciu o wnikliwą analizę następujących czynników:

- rodzaju i typu stosowanego sprzętu ochrony układu oddechowego,
- rodzaju wykonywanych czynności zawodowych,

- predyspozycji indywidualnych użytkowników (płeć, wiek),
- warunków klimatycznych.

Rodzaj stosowanego sprzętu ochrony układu oddechowego ma podwójne znaczenie podczas ustalania długości jego czasu użytkowania. Stosowanie niektórych rodzajów sprzętu ochron układu oddechowego nakłada limity czasowe wynikające z budowy i zasad funkcjonowania.

Przed stosowaniem sprzętu ochrony układu oddechowego użytkownicy powinni być przeszkoleni przez specjalistyczne przygotowany personel w zakresie użytkowania i wyjątkowych sytuacji, które mogą nastąpić podczas pracy w sprzęcie (np. nadmierny wzrost oporów oddychania, pojawienia się charakterystycznych zapachów).

Według zaleceń Instrukcji Krajów Wspólnoty Europejskiej, zawierającej zalecenia dotyczące doboru i użytkowania sprzętu ochrony układu oddechowego, wymagane jest, aby użytkownicy sprzętu ochrony układu oddechowego podlegali obowiązkowym, specjalistycznym badaniom lekarskim. Ponadto, w celu prawidłowego funkcjonowania w przedsiębiorstwie sprzętu ochrony układu oddechowego należy prowadzić systematyczne kontrole stanu technicznego (przeglądy okresowe), sposobu przechowywania sprzętu, właściwego dopasowywania przez użytkowników. Kontrole te powinny być powtarzane regularnie. Wdrożenie systemu kontroli powinno obejmować przygotowanie przez pracodawcę dla każdego użytkownika sprzętu ochronnego „kart kontrolnych", pozwalających na szybkie sprawdzenie sposobu jego użytkowania. Karty te powinny być także przygotowane dla stref, gdzie występują szczególne zagrożenia.

Celem niniejszego opracowania było przedstawienie założeń i wstępu z zakresu badań eksploatacyjnych aparatów roboczych W-70M dostarczonych przez „Faser" S.A. w oparciu o wytyczne normy PN-EN 145 [9]. Według tej normy aparat powinien być badany w takich warunkach, jakich należy oczekiwać podczas jego praktycznego użytkowania.

W pracy omówiono przekazany do badań aparat, przedstawiono metodykę badań, planowane do uzyskania wyniki oraz dalsze działania w ramach podjętych badań.

Wynikiem kolejnego etapu badań powinny być pomiary dokonanie zgodnie z wytycznymi normy [9], wyznaczenie parametrów fizjologicznych osób poddanych testom podczas przebiegu poszczególnych ćwiczeń oraz wypełnienie przygotowanych ankiet. Następnie dokonana zostanie analiza uzyskanych wyników oraz zostaną sformułowane wnioski wynikające z wykonanych badań.

LITERATURA

[1] Fanger P.O.: Komfort cieplny. Wydawnictwo Arkady, Warszawa 1974.

[2] Hansen A.: Ergonomiczna analiza uciążliwości pracy, wyd. II, Wyd. CRZZ, Warszawa 1970.

[3] Sudoł-Szopińska I., Łuczak A.: Wpływ temperatury środowiska zewnętrznego na sprawność działania człowieka. Bezpieczeństwo Pracy, nr 7-8, 2006.

[4] Wacławik J.: Stres i obciążenie cieplne pracownika w badaniach fizjologicznych i normach ISO. Prace Naukowe GIG, Górnictwo i Środowisko, wydanie specjalne nr II/2007, str. 84-100. Katowice 2007.

[5] PN-85/N-08011 (tłum. z ISO 7243-1982): Środowiska gorące. Wyznaczenie obciążeń termicznych działających na człowieka w środowisku pracy, oparte na wskaźniku WBGT, 1982.

[6] PN-88/N-08008: Środowiska gorące. Analityczne określenie i interpretacja stresu cieplnego oparte na podstawie obliczenia wymaganej ilości potu. 1988.

[7] PN-90/N-08017 Ergonomia - Środowiska gorące - Analityczne określanie i interpretacja stresu cieplnego w warunkach stosowania odzieży ochronnej na podstawie obliczania ilości potu

[8] PN-EN 12515: Środowiska gorące. Analityczne określenie i interpretacja stresu cieplnego z wykorzystaniem obliczenia wymaganej ilości potu. 2002.

[9] PN-EN 145: Sprzęt ochrony układu oddechowego -- Aparaty regeneracyjne ze sprężonym tlenem lub mieszanką sprężonego tlenu z azotem -- Wymagania, badanie, znakowanie. 2000.
[10] PN-EN ISO 7933: Ergonomia środowiska termicznego - Analityczne wyznaczanie i interpretacja stresu cieplnego z wykorzystaniem obliczeń przewidywanego obciążenia termicznego. 2005.
[11] PN-EN ISO 9886: Ergonomia - Ocena obciążenia termicznego na podstawie pomiarów fizjologicznych. 2005
[12] Materiały dostarczone przez FASER S.A.
[13] http://archiwum.ciop.pl/1291.html (dostęp na dzień 15.01.2024r.)

PERFORMANCE TESTS OF THE W-70M WORKING APPARATUS BASED ON THE GUIDELINES OF THE PN-EN 145:2000 STANDARD - ASSUMPTIONS AND INTRODUCTION TO TESTING.

The aim of this study is to present assumptions and introduction to the scope of in-service testing of the W-70M working apparatus supplied by "Faser" S.A. based on the guidelines of the PN-EN 145 standard. According to this standard, the apparatus should be tested in such conditions as should be expected during its practical use. The paper discusses the apparatus submitted for testing, presents the testing methodology, the results planned to be obtained and further activities within the framework of the research undertaken.

KOMAG

Poprawa bezpieczeństwa pracy w procesie likwidacji ściany wydobywczej



Opracowali:
Joachim Stępor
Marek Szyguła
Michał Szelka
Dariusz Jenczmyk

www.komag.eu

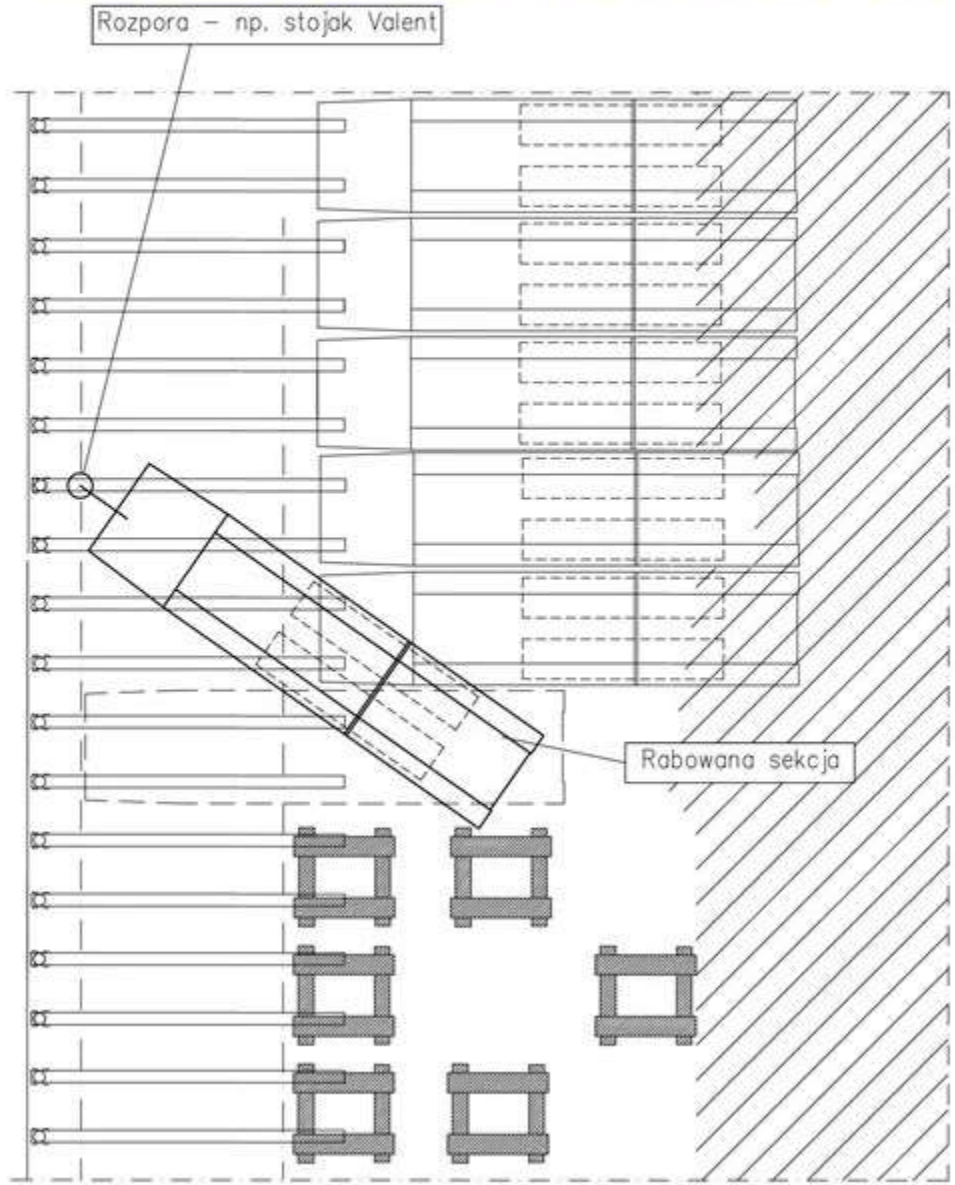
WSTĘP

- Względy ekonomiczne wymagają koncentracji wydobycia węgla poprzez redukcję frontów wydobywczych.
- Mechanizacyjne kompleksy ścianowe muszą zapewnić maksymalną zdolność wydobywczą kopalni.
- Wyzbrajanie likwidowanych ścian i zbrojenie nowych są kluczem do efektywnego funkcjonowania kopalni.
- Operacje te muszą być przeprowadzone w krótkim czasie, w sposób sprawny i bezpieczny.
- Przetransportowanie sekcji obudowy z likwidowanej do nowej ściany zależy od właściwego przygotowania sekcji do załadunku i doboru odpowiedniego systemu transportowego.
- Operacja przygotowania sekcji do załadunku polega na jej wyciągnięciu z miejsca, gdzie dotychczas pracowała w ścianie wydobywczej oraz jej przeciągnięciu do miejsca załadunku w systemie transportowym.
- Szczególnie skomplikowaną i niebezpieczną czynnością jest wyciągnięcie sekcji oraz jej obrócenie.
- Dodatkową trudność sprawia bezpośrednia bliskość sekcji obudowy zmechanizowanej ze strefą zawału oraz duża masa sekcji.
- Ze względu na wykonywane czynności i towarzyszące im zagrożenie bezpieczeństwa, proces wybudowy sekcji obudowy zmechanizowanej jest przedmiotem badań w zakresie analizy ryzyka i racjonalnego planowania robót przy przezbrajaniu ściany.
- Prowadzone są prace mające za zadanie poprawę bezpieczeństwa pracy w tych operacjach przez ich umaszynowienie, skrócenie czasu ich wykonywania i możliwe obniżenie liczby pracowników biorących udział w procesie likwidacji ściany.

WYMAGANIA PRAWNE

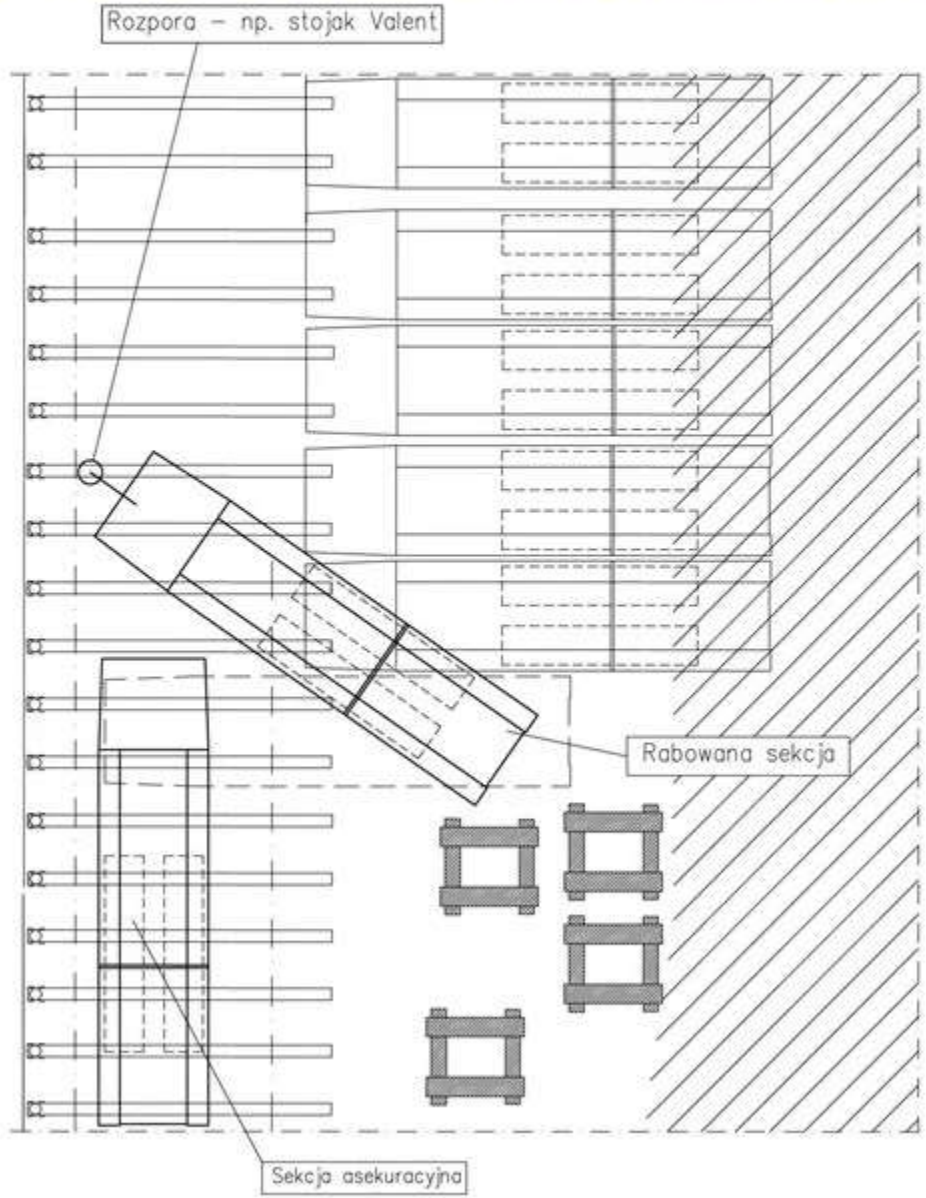
- Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. - Prawo geologiczne i górnicze (Dz.U. 2011 nr 163 poz. 981, z późniejszymi zmianami),
- Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych (Dz. U. 2017, poz. 1118, z późniejszymi zmianami),
- Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 29 stycznia 2013r. w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych (Dz.U. 2013 poz. 230, z późniejszymi zmianami),
- Rozporządzenie Ministra Gospodarki z 21 października 2008r. w sprawie zasadniczych wymagań dla maszyn (Dyrektywa 2006/42/WE) (Dz.U. 2008 nr 199 poz. 1228, z późniejszymi zmianami),
- Ustawa z dnia 13 kwietnia 2016 r. o systemach oceny zgodności i nadzoru rynku (Dz.U. 2016 poz. 542, z późniejszymi zmianami),
- Rozporządzenie Ministra Rozwoju z dnia 6 czerwca 2016r. w sprawie wymagań dla urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w atmosferze potencjalnie wybuchowej – Dyrektywa 2014/34/UE (ATEX) (Dz.U. 2016 poz. 817).

LIKWIDACJA ŚCIAN WYDOBYWCZYCH - STAN TECHNIKI



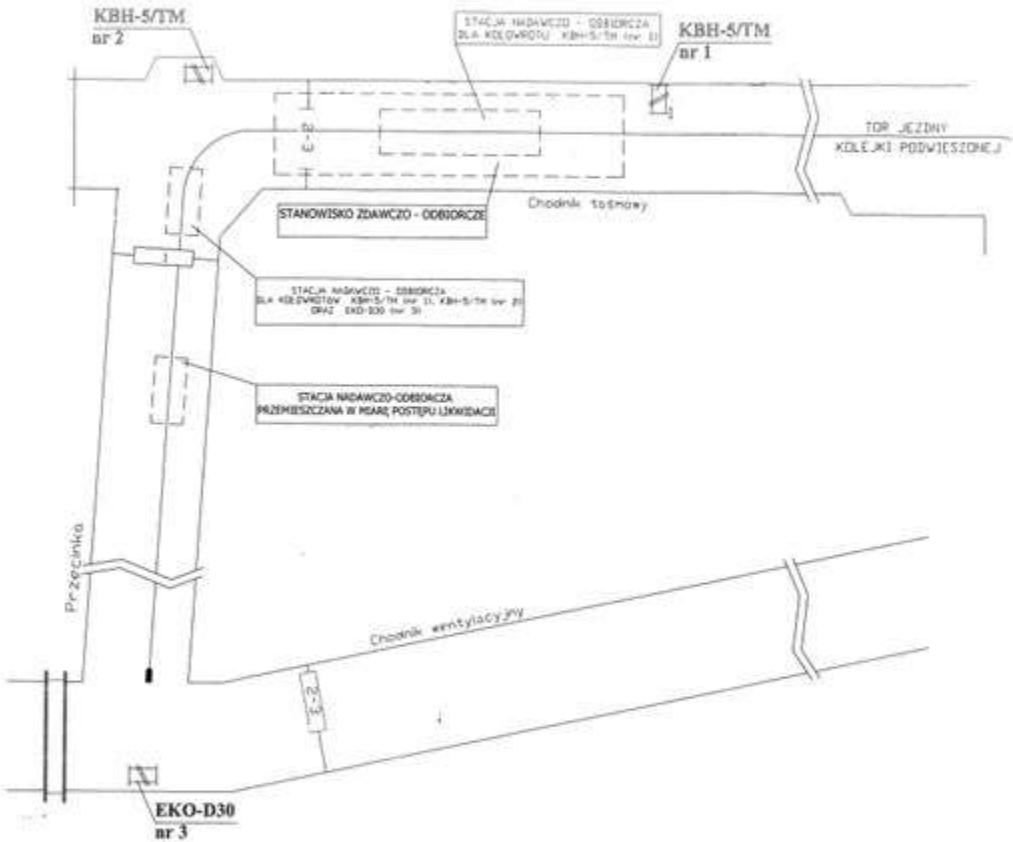
Wybudowanie sekcji obudowy zmechanizowanej z wykorzystaniem tzw. stójki

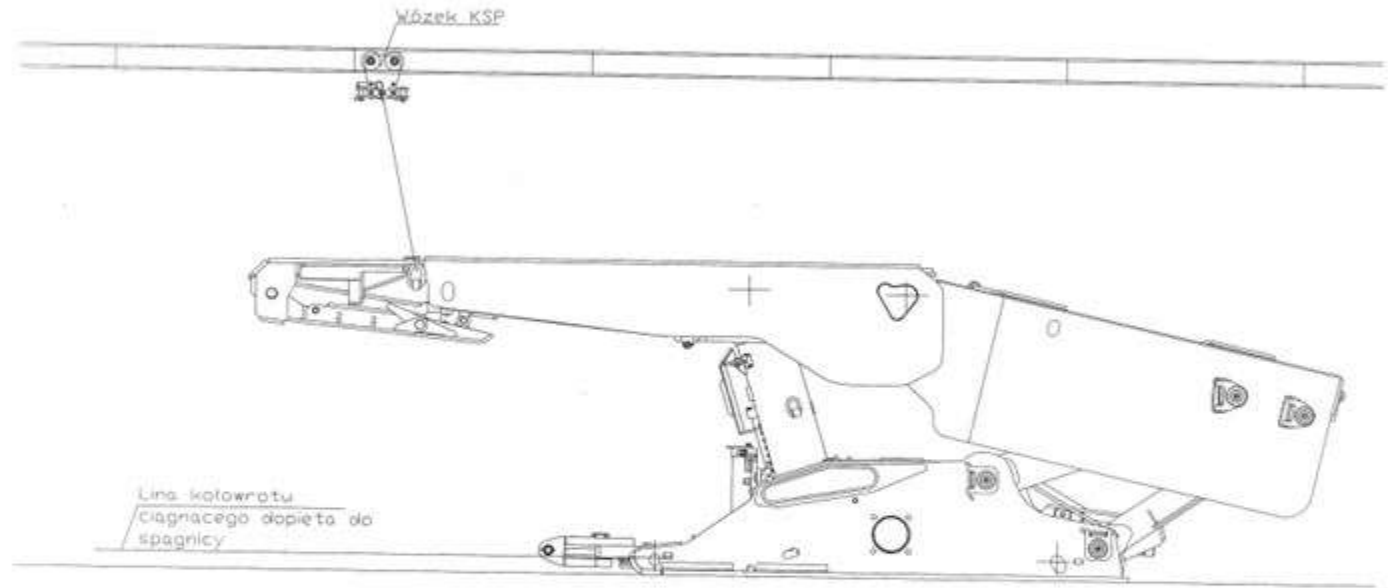
LIKWIDACJA ŚCIAN WYDOBYWCZYCH - STAN TECHNIKI



Wybudowanie sekcji obudowy zmechanizowanej z wykorzystaniem sekcji asekuracyjnej

LIKWIDACJA ŚCIAN WYDOBYWCZYCH - STAN TECHNIKI





Schemat transportu sekcji z wykorzystaniem kołowrotu

LIKWIDACJA ŚCIAN WYDOBYWCZYCH - STAN TECHNIKI



Transport sekcji z wykorzystaniem kolejki podwieszanej

LIKWIDACJA ŚCIAN WYDOBYWCZYCH - STAN TECHNIKI



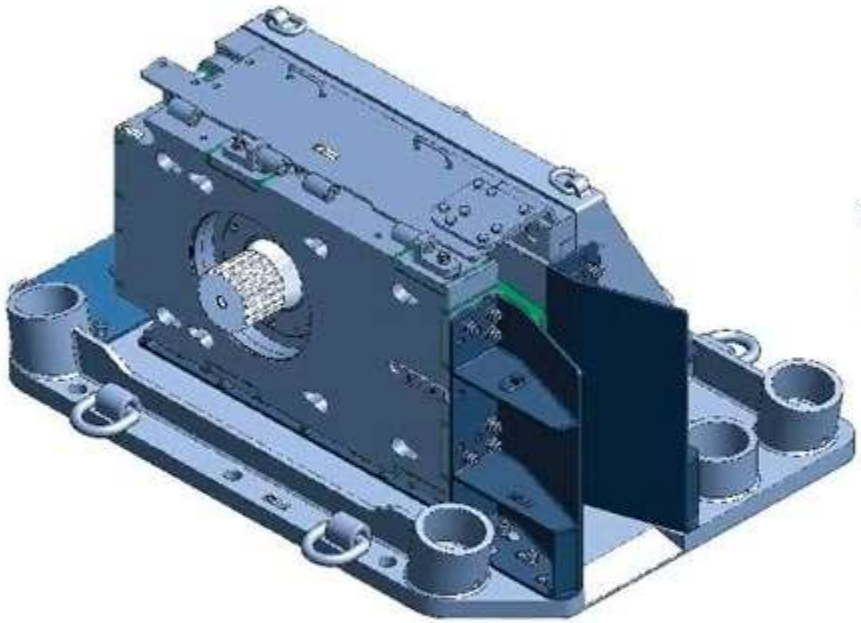
Transport sekcji z wykorzystaniem kolejki spągowej

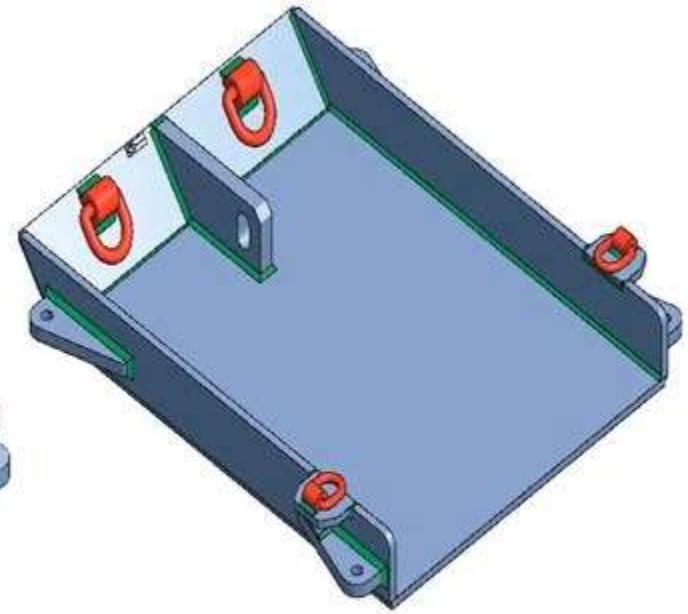
LIKWIDACJA ŚCIAN WYDOBYWCZYCH - STAN TECHNIKI

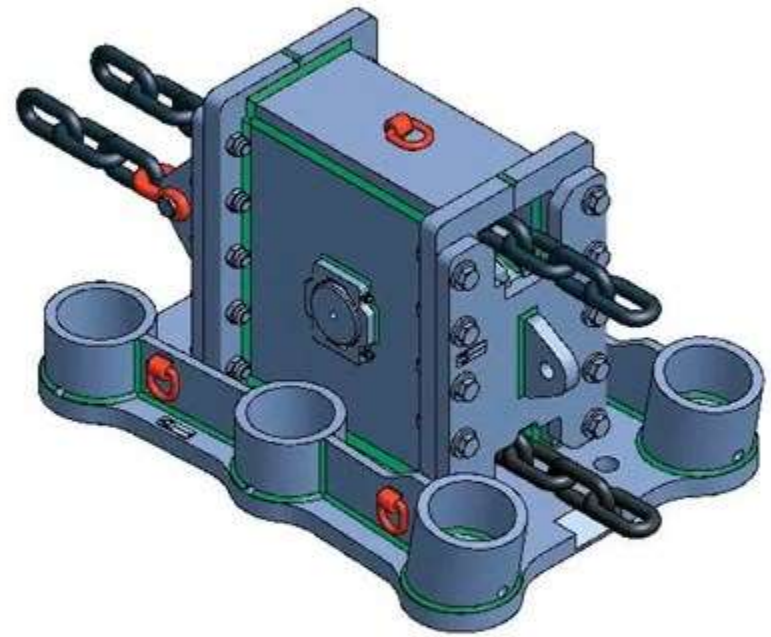


Samojezdna maszyna górnicza typu Excalibur

LIKWIDACJA ŚCIAN WYDOBYWCZYCH - STAN TECHNIKI

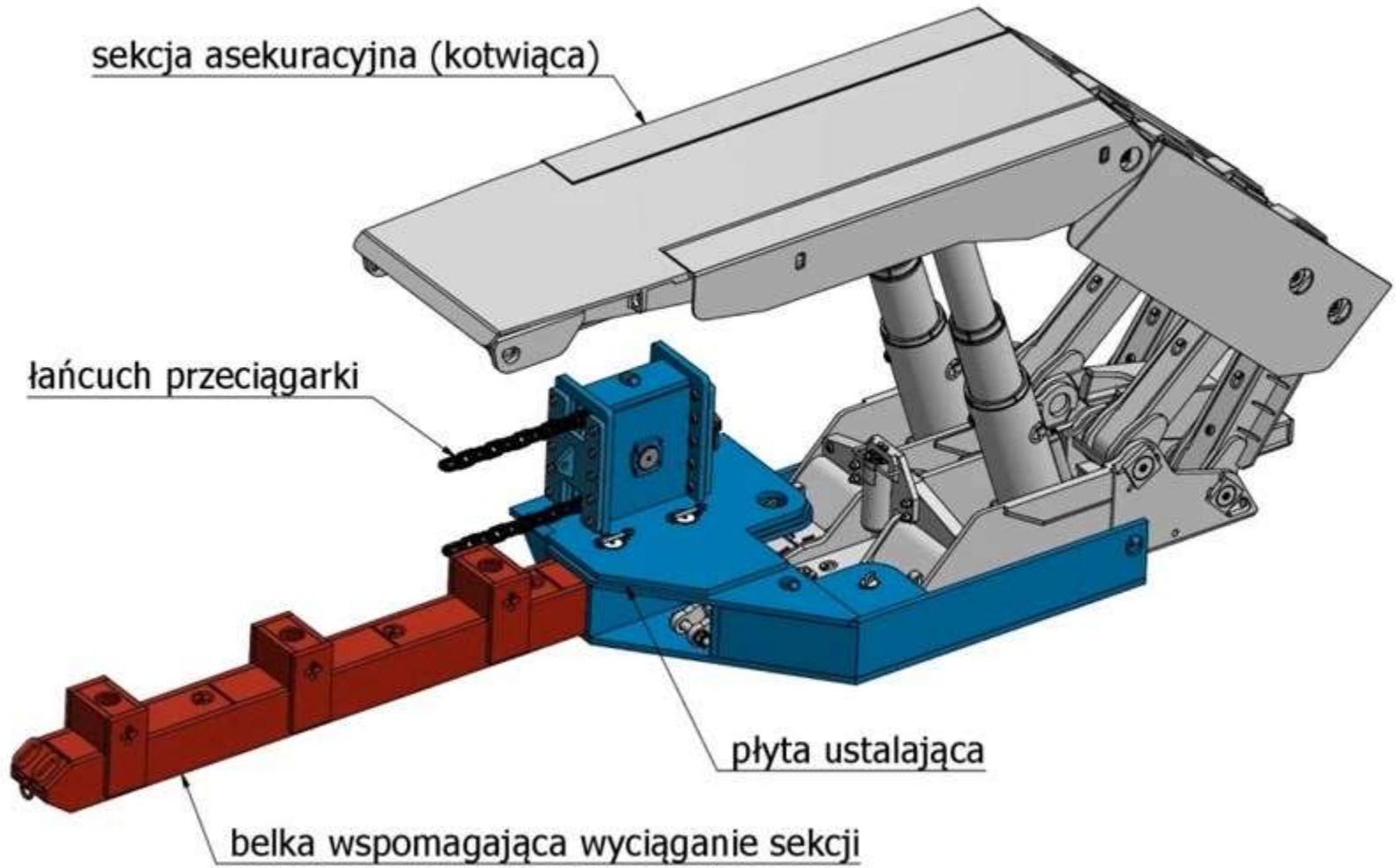






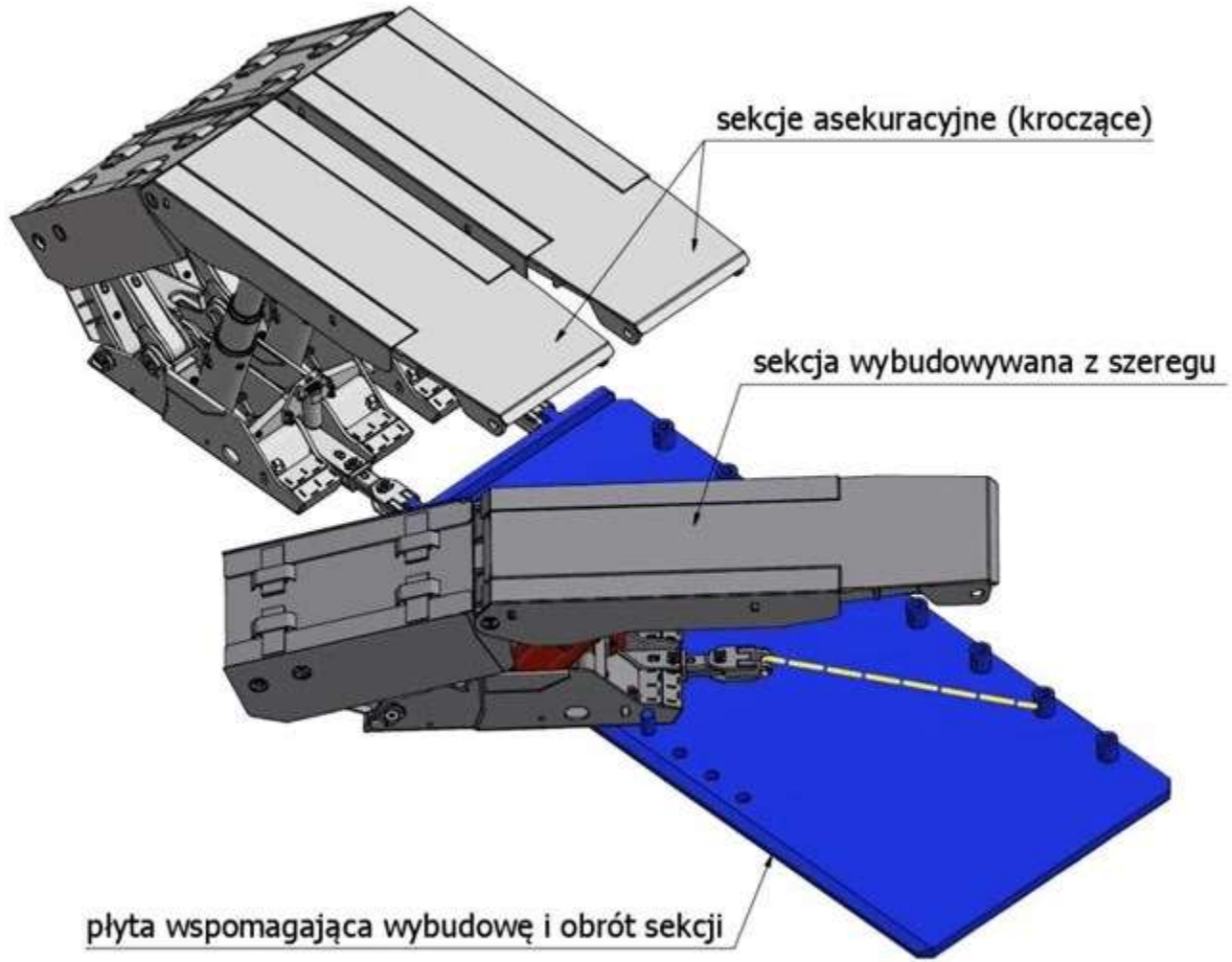
Przeciągarka łańcuchowa produkcji Maschinenbau Kolk GmbH

LIKWIDACJA ŚCIAN WYDOBYWCZYCH - STAN TECHNIKI



System wybudowy z wykorzystaniem sekcji asekuracyjnej PG SILESIA

LIKWIDACJA ŚCIAN WYDOBYWCZYCH - STAN TECHNIKI

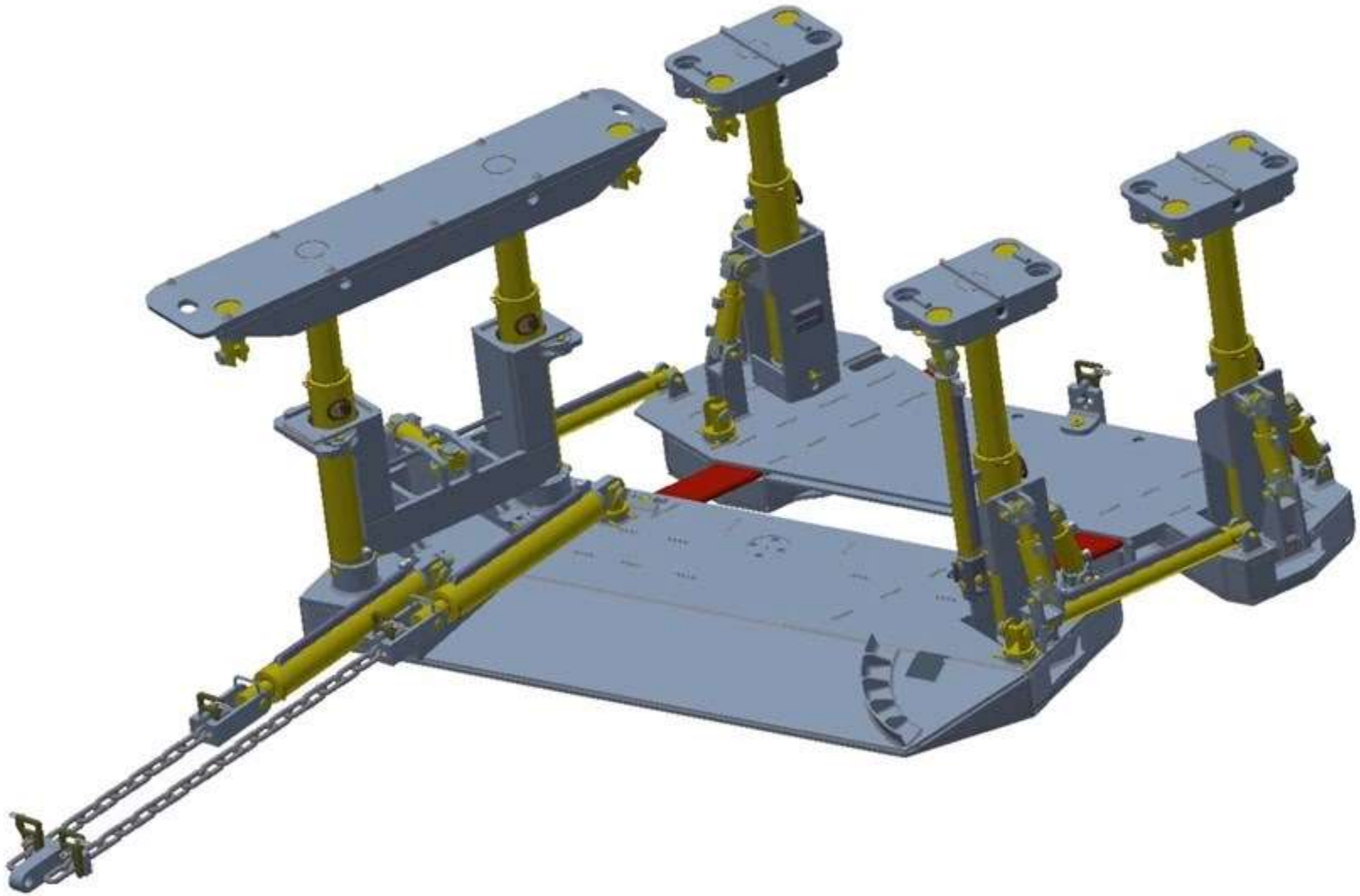


System wybudowy z wykorzystaniem sekcji asekuracyjnych LW BOGDANKA

ROZWÓJ SYSTEMÓW OPRACOWANYCH W ITG KOMAG

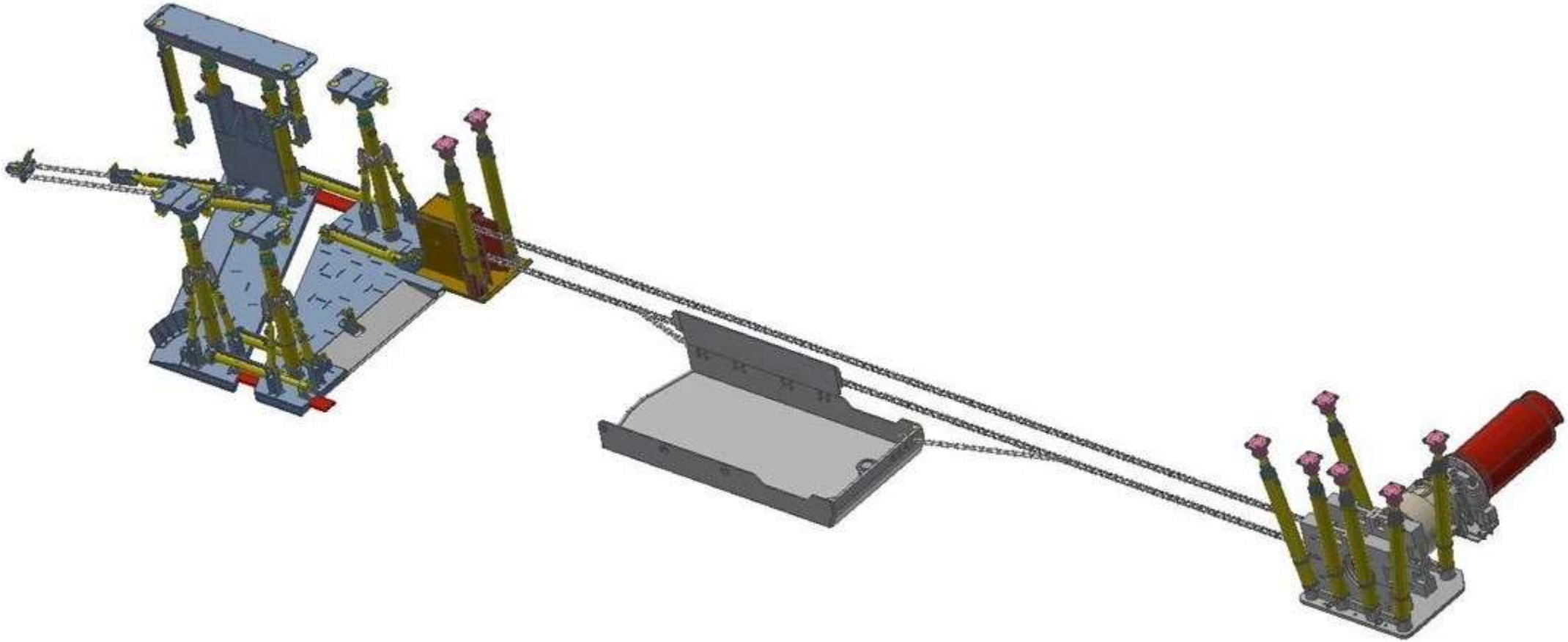
- Urządzenie UDW-RYŚ
- System z wykorzystaniem przeciągarki łańcuchowej
- System z wykorzystaniem sekcji asekuracyjnych (wersja 1, 2 i 3)
- System UDW-1500 i UDW-1750

ROZWÓJ SYSTEMÓW OPRACOWANYCH W ITG KOMAG



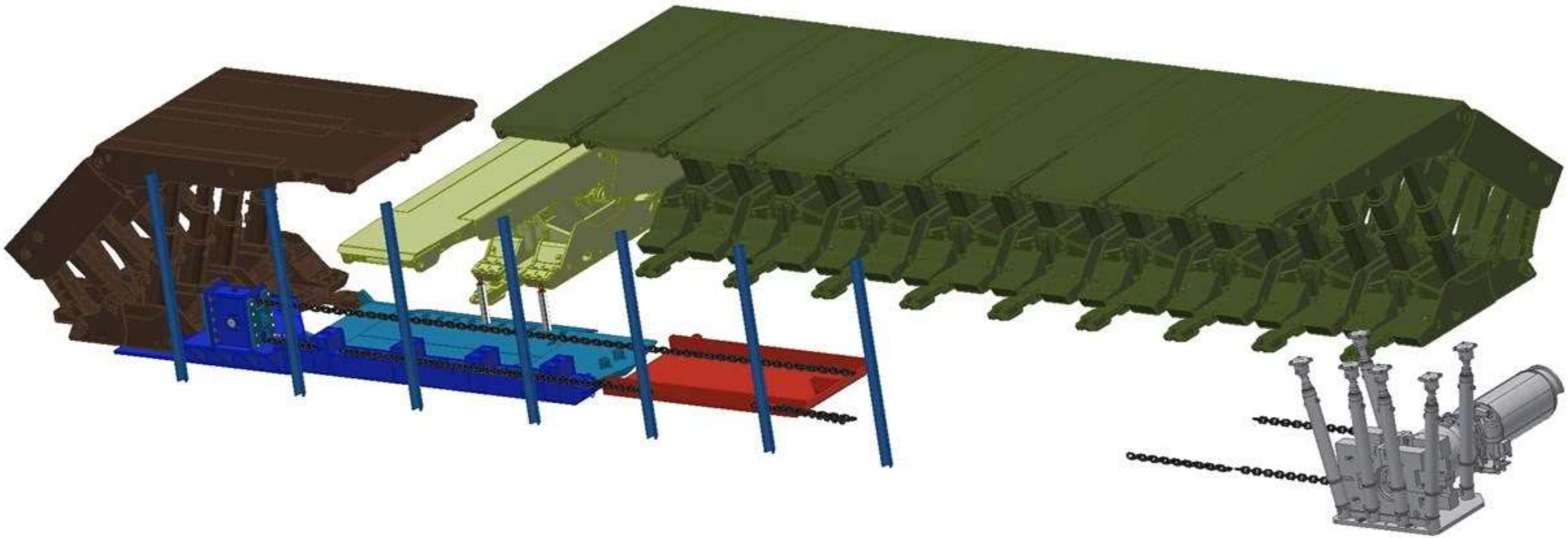
Urządzenie UDW-RYŚ

ROZWÓJ SYSTEMÓW OPRACOWANYCH W ITG KOMAG



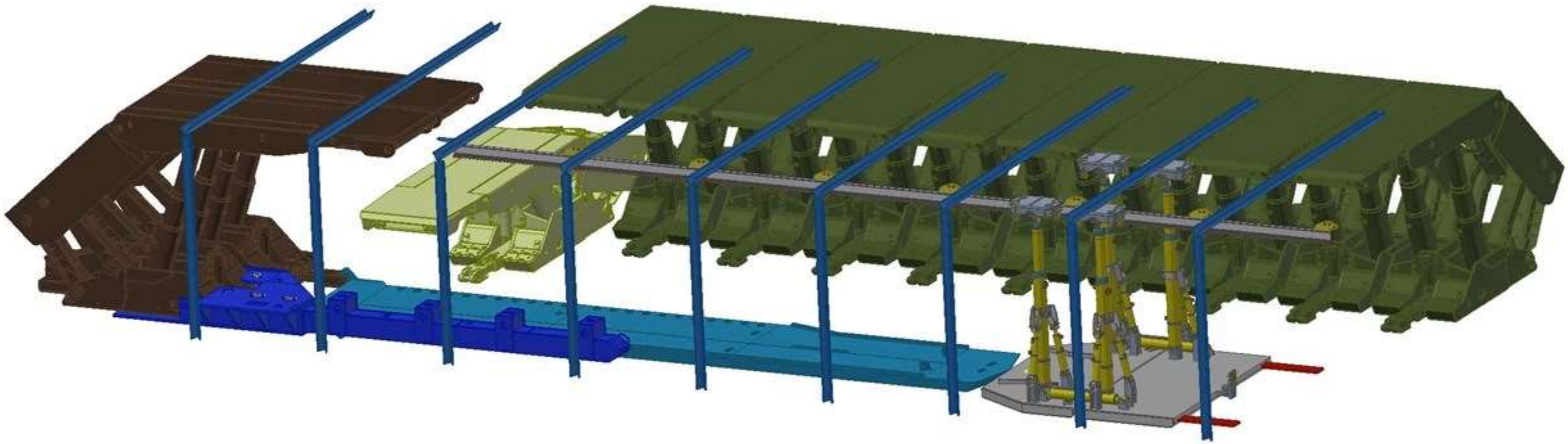
System z wykorzystaniem przeciągarki łańcuchowej

ROZWÓJ SYSTEMÓW OPRACOWANYCH W ITG KOMAG



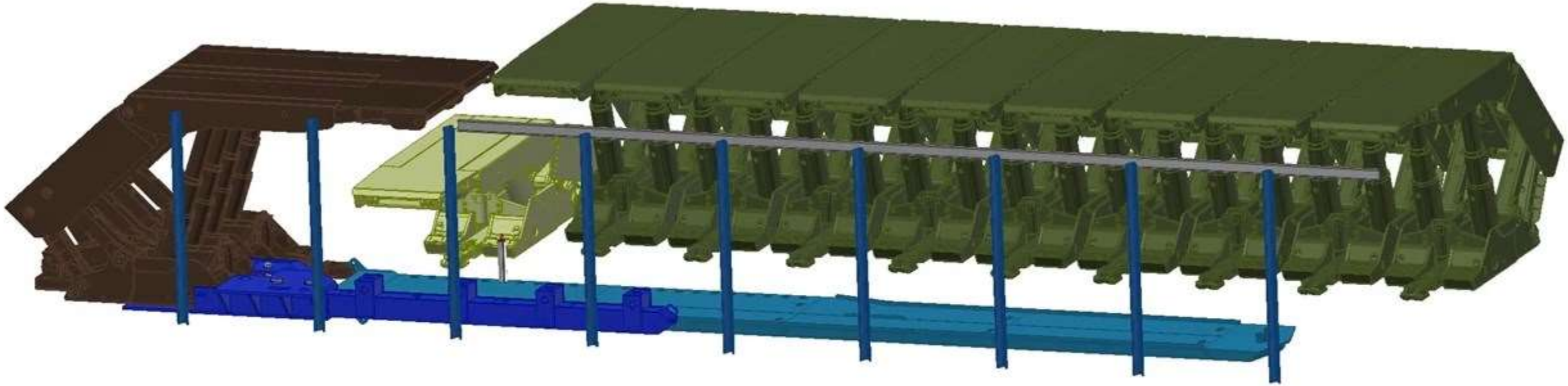
System z wykorzystaniem sekcji asekuracyjnych wersja 1

ROZWÓJ SYSTEMÓW OPRACOWANYCH W ITG KOMAG



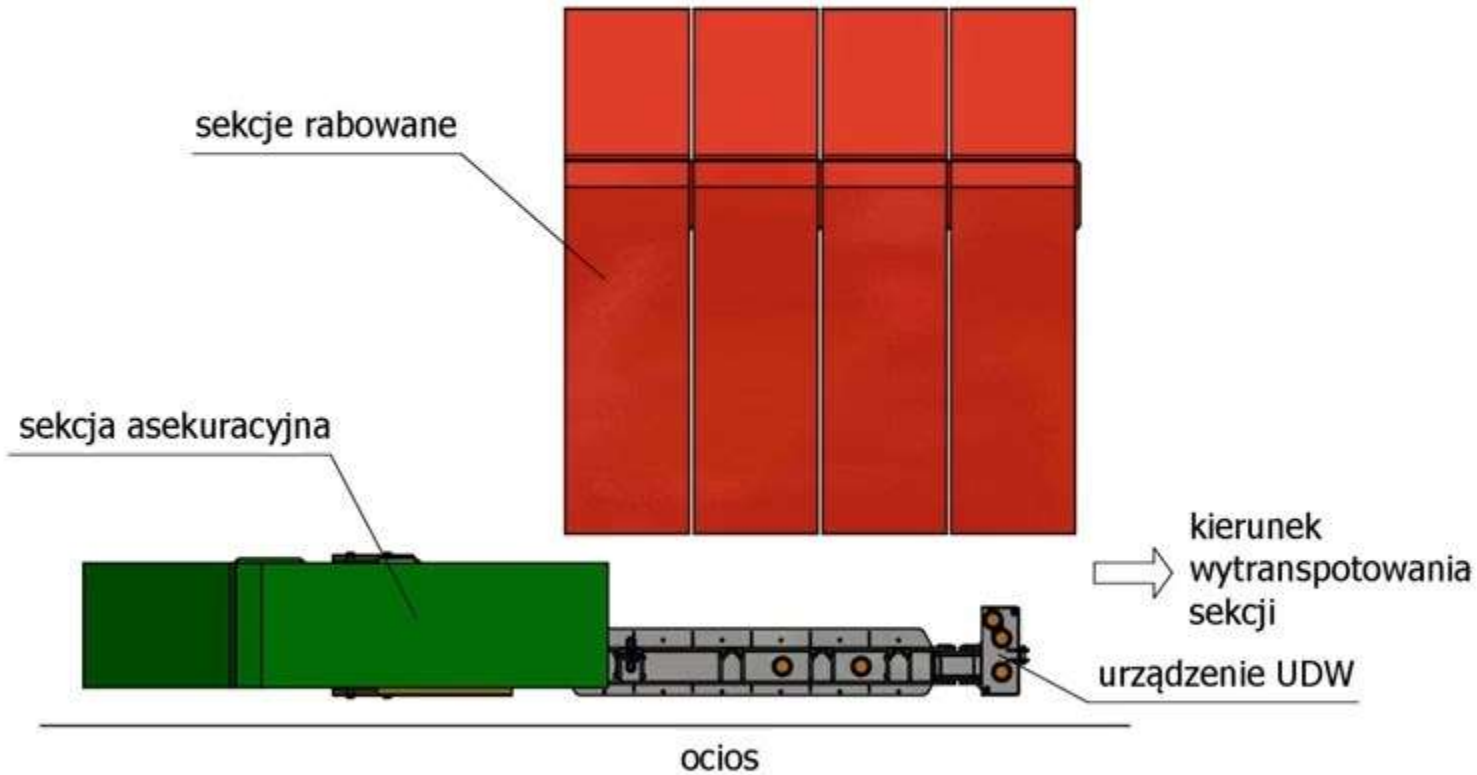
System z wykorzystaniem sekcji asekuracyjnych wersja 2

ROZWÓJ SYSTEMÓW OPRACOWANYCH W ITG KOMAG



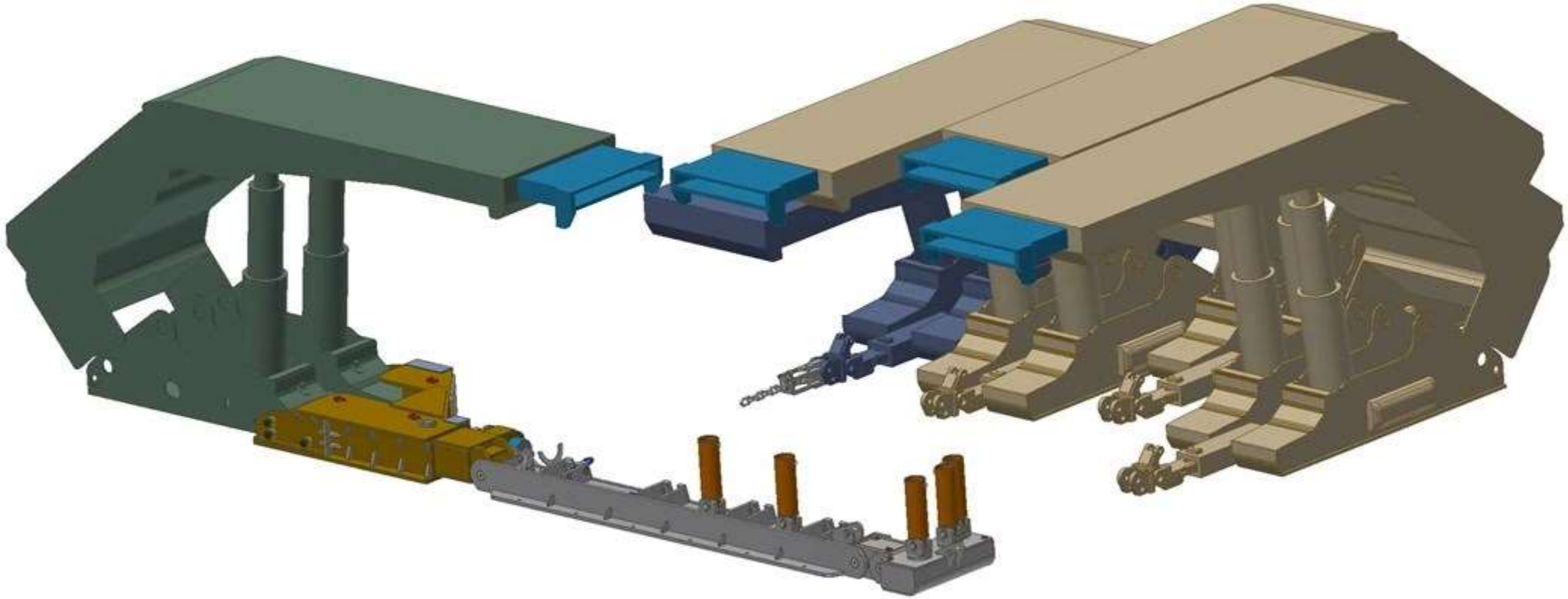
System z wykorzystaniem sekcji asekuracyjnych wersja 3

ROZWÓJ SYSTEMÓW OPRACOWANYCH W ITG KOMAG



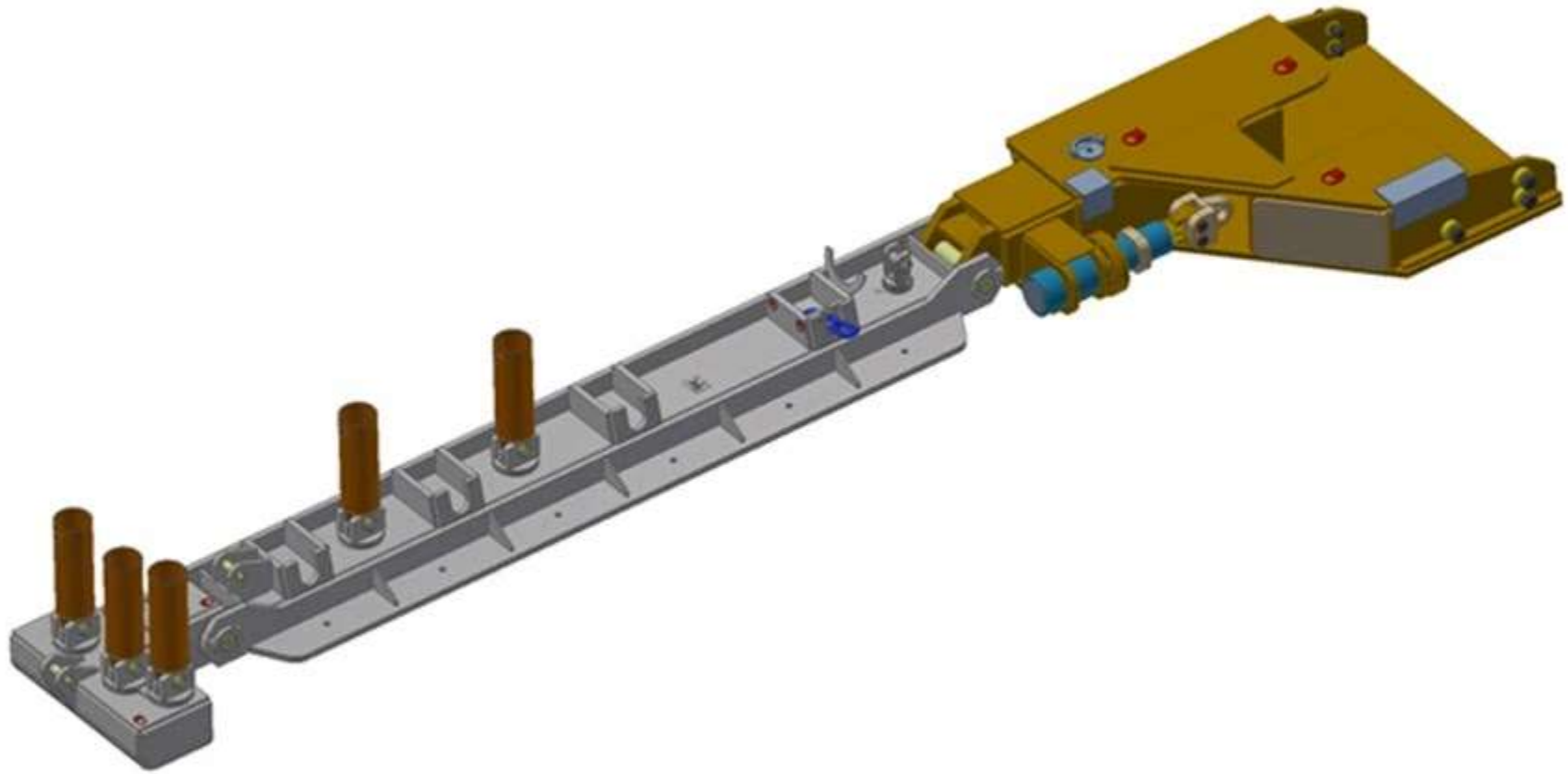
System UDW-1500 i UDW-1750

ROZWÓJ SYSTEMÓW OPRACOWANYCH W ITG KOMAG



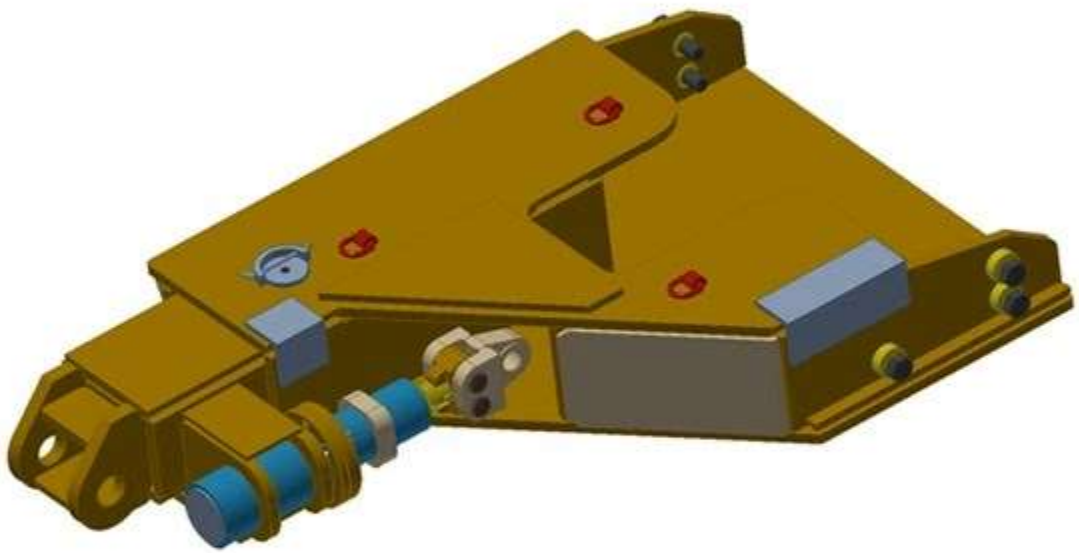
System UDW-1500 i UDW-1750

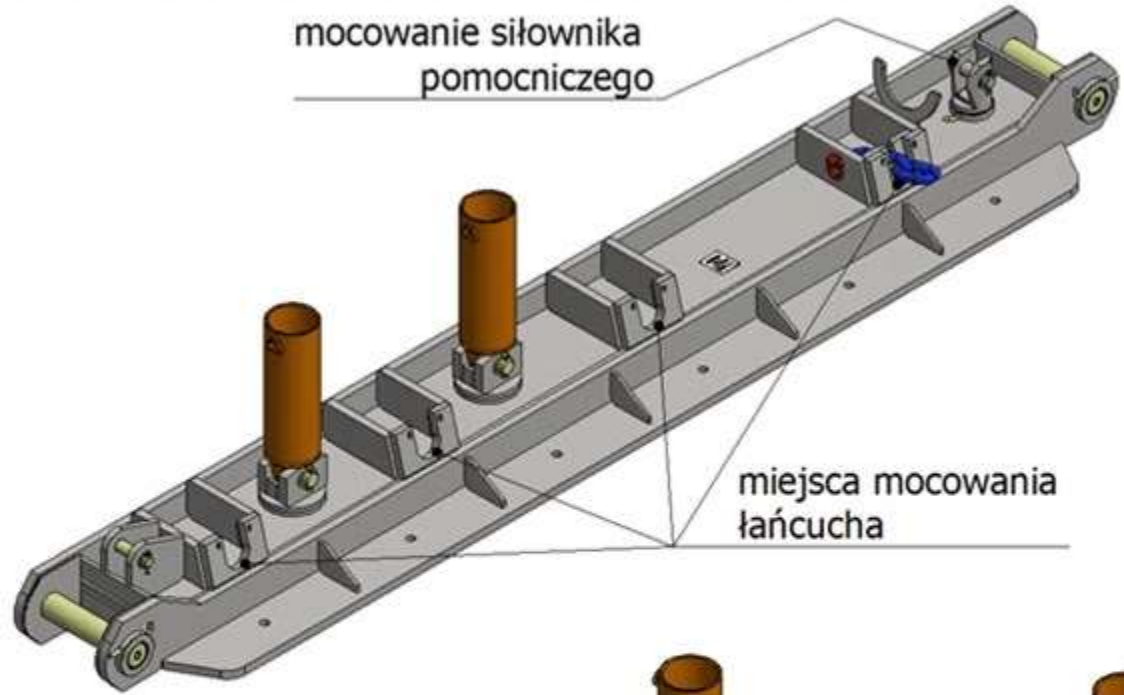
ROZWÓJ SYSTEMÓW OPRACOWANYCH W ITG KOMAG



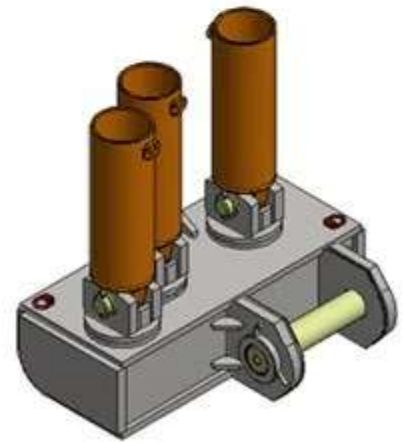
Urządzenie UDW-1500 i UDW-1750

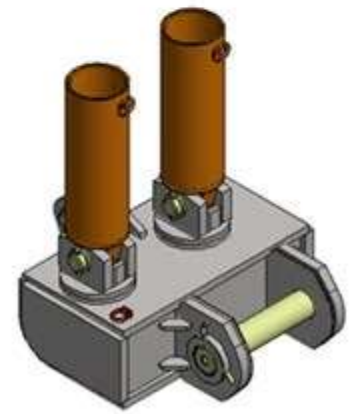
ROZWÓJ SYSTEMÓW OPRACOWANYCH W ITG KOMAG





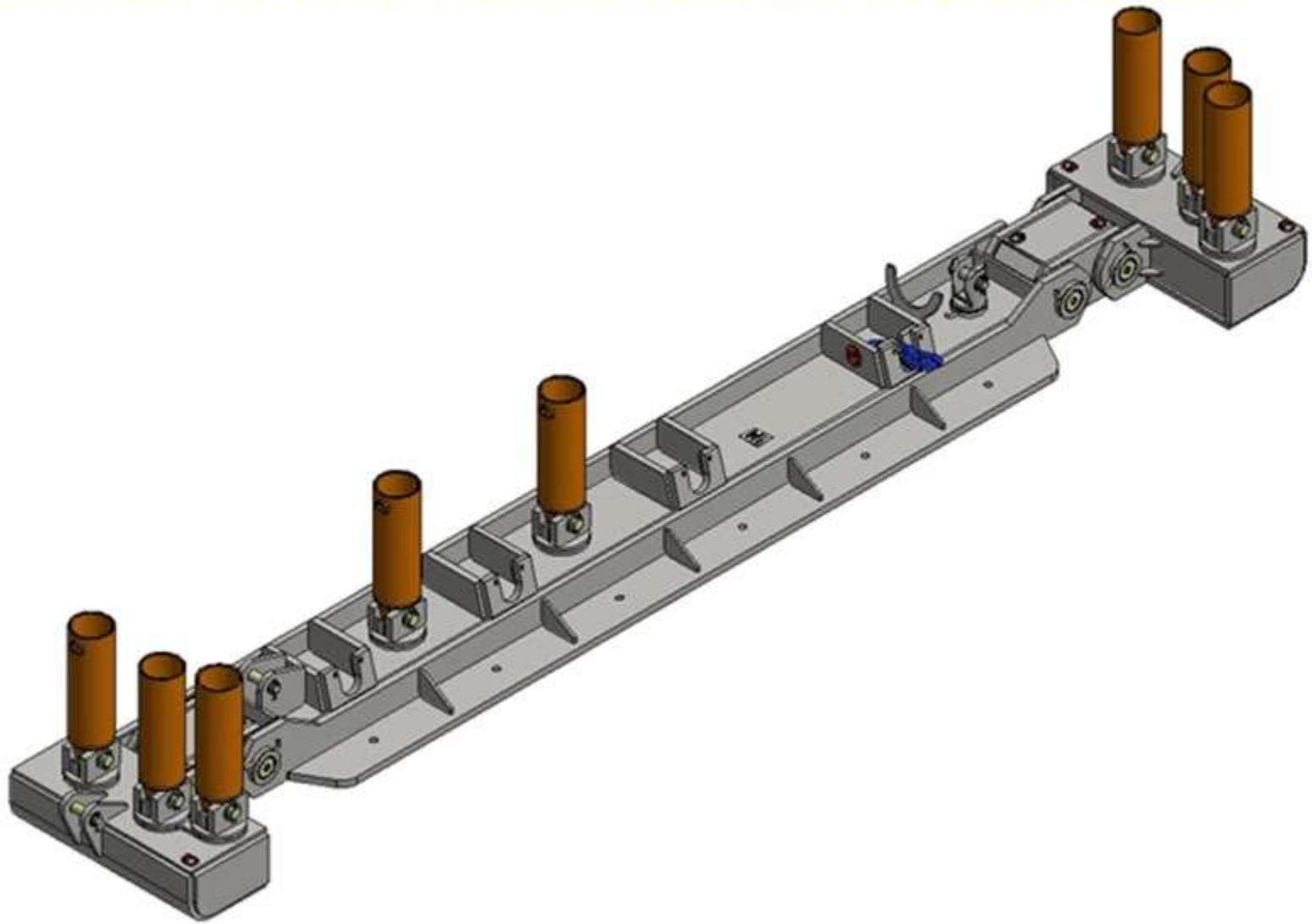






Elementy urządzenia UDW-1500 i UDW-1750

ROZWÓJ SYSTEMÓW OPRACOWANYCH W ITG KOMAG



Belka UDW-1500 i UDW-1750 jako samodzielne urządzenie

ROZWÓJ SYSTEMÓW OPRACOWANYCH W ITG KOMAG

	Przynajmniej 1 sekcja asekuracyjna o podziałce 1,5 m	Przynajmniej 1 sekcja asekuracyjna o podziałce 1,75 m	Bez sekcji asekuracyjnej
Urządzenie do wyciągania sekcji obudowy UDW-1500	✓	✗	✗
Urządzenie do wyciągania sekcji obudowy UDW-1750	✗	✓	✗
Belka do urządzenia UDW	✗	✗	✓

Przeznaczenie urządzenia UDW-1500 i UDW-1750

PODSUMOWANIE

Poprawa bezpieczeństwa przez:

- kompleksowe rozwiązanie zagadnienia wybudowania i transportu sekcji obudowy zmechanizowanej w procesie likwidacji ściany wydobywczej,
- umaszynowienie procesu wybudowania i transportu sekcji rzutujące na obniżenie liczebności brygady pracowniczej,
- eliminowanie liny pociągowej w procesie wybudowania i transportu sekcji,
- skracanie czasu operacji wybudowania i transportu sekcji obudowy zmechanizowanej od miejsca jej wyrabowania do załadunku na ostateczny środek transportu kopalnianego, w głównym chodniku transportowym, co rzutuje na mniejszy czas wystawienia pracowników na czynniki wypadkotwórcze,
- dodatkowe podparcie i zabezpieczenie stropu przez stropnice sekcji asekuracyjnych lub stojaki urządzeń do wybudowania sekcji,
- zastosowanie urządzeń samokroczących co eliminuje konieczność angażowania innych środków do ich przemieszczania.

KOMAG

DZIĘKUJEMY ZA UWAGĘ

W razie pytań prosimy o kontakt:
jstepor@komag.eu
lub 32-2374339



Regulacja przewietrzania za pomocą tam regulacyjnych zabudowanych w rejonowym prądzie powietrza odprowadzanego do szybu wydechowego w trakcie eksploatacji i likwidacji ściany jako element profilaktyki ppoż. na przykładzie ściany M-2 w pokł. 502/1 w KWK ROW Ruch Jankowice

mgr inż. Jan Szymiczek
Polska Grupa Górnicza S.A. KWK ROW Ruch Jankowice
dr inż. Andrzej Słowik
Polska Grupa Górnicza S.A. KWK ROW Ruch Jankowice
mgr inż. Patrycjusz Przeliorz
Polska Grupa Górnicza S.A. KWK ROW Ruch Jankowice

STRESZCZENIE:
Zgodnie z obowiązującymi przepisami (§ 176 Rozp. ME z dnia 23 listopada 2016 r.) regulację przewietrzania prowadzi się tamami regulacyjnymi umieszczonymi na początku prądów rejonowych. Regulacje przewietrzania z zastosowaniem [...] tam regulacyjnych zabudowanych w grupowych lub rejonowych prądach powietrza odprowadzanego do szybu wydechowego jest dopuszczalna za zgodą KRZG, który określa warunki jej prowadzenia. W artykule przedstawiono doświadczenia kopalni w zakresie zastosowania tam regulacyjnych zabudowanych w prądzie powietrza odprowadzanym do szybu wydechowego, co umożliwiło bezpieczną eksploatację i likwidację ściany prowadzonej w bliskiej odległości od sąsiedniego rejonu w zakresie zminimalizowania przepływów zrobowych między rejonami, a tym samym zmniejszenia zagrożenia pożarowego.

SŁOWA KLUCZOWE: wentylacja, przewietrzanie, zagrożenie pożarowe, regulacja przewietrzania

1. WPROWADZENIE

W podziemnych kopalniach powietrze płynie wyrobiskami górniczymi przy stosowaniu wentylacji wymuszonej wentylatorami głównego przewietrzania, pracującymi w układzie ssącym. Dla celów bezpieczeństwa i komfortu pracy powietrze jest rozprowadzane tak, by zapewniony był przepływ powietrza we wszystkich czynnych wyrobiskach górniczych, który charakteryzować się musi przede wszystkim stabilnością prądów powietrza, co do ich kierunku i objętości strumienia. Dlatego w sieci wentylacyjnej powinno być jak najwięcej niezależnych prądów powietrza. Powinny one przewietrzać przede wszystkim wyrobiska wybierkowe oraz główne komory funkcyjne. Zasadą jest by powietrze świeże doprowadzać najkrótszą drogą do każdego poziomu, skąd prądami wznoszącymi powinno płynąć do szybu wydechowego. Wówczas depresja naturalna współpracuje z depresją wytworzoną przez wentylator głównego przewietrzania, co zapewnia stabilność kierunków przepływu powietrza. Ważnym czynnikiem w prawidłowym przewietrzaniu sieci wentylacyjnej jest utrzymanie wyrobisk pod względem odpowiedniego przekroju w świetle obudowy oraz odpowiednie ich izolowanie od zrobów.
Regulacja przewietrzania sieci wentylacyjnej kopalni dla zapewnienia jakościowych i ilościowych stosunków powietrza jest – obok zwalczania zagrożeń naturalnych –

podstawowym celem służb wentylacyjnych kopalni. W literaturze szeroko omawiany jest sposób regulacji przewietrzania, w tym z wykorzystaniem tam wentylacyjnych. Zagadnienia te znajdują również odzwierciedlenie w tworzonych na przestrzeni lat przepisach dla górnictwa podziemnego.
Zarówno w obecnie obowiązujących przepisach (§ 176), jak również wcześniejszych, zapisano, że regulację przewietrzania powinno prowadzić się tamami regulacyjnymi umieszczonymi na początku prądów rejonowych. Regulację przewietrzania w grupowych lub rejonowych prądach powietrza zużytego można było stosować po uzyskaniu zezwolenia właściwego organu nadzoru górniczego lub na warunkach określonych przez kierownika ruchu zakładu górniczego. Właściwe zastosowanie takiej regulacji przewietrzania również zapewnia stabilność przewietrzania sieci lub podsieci wentylacyjnej, a jednocześnie istotnie wpływa na zmniejszenie oddziaływania szybu wentylacyjnego na zroby eksploatowanych, likwidowanych lub otamowanych ścian, co w istotny sposób może przyczynić się do ograniczenia zagrożenia pożarem endogenicznym.

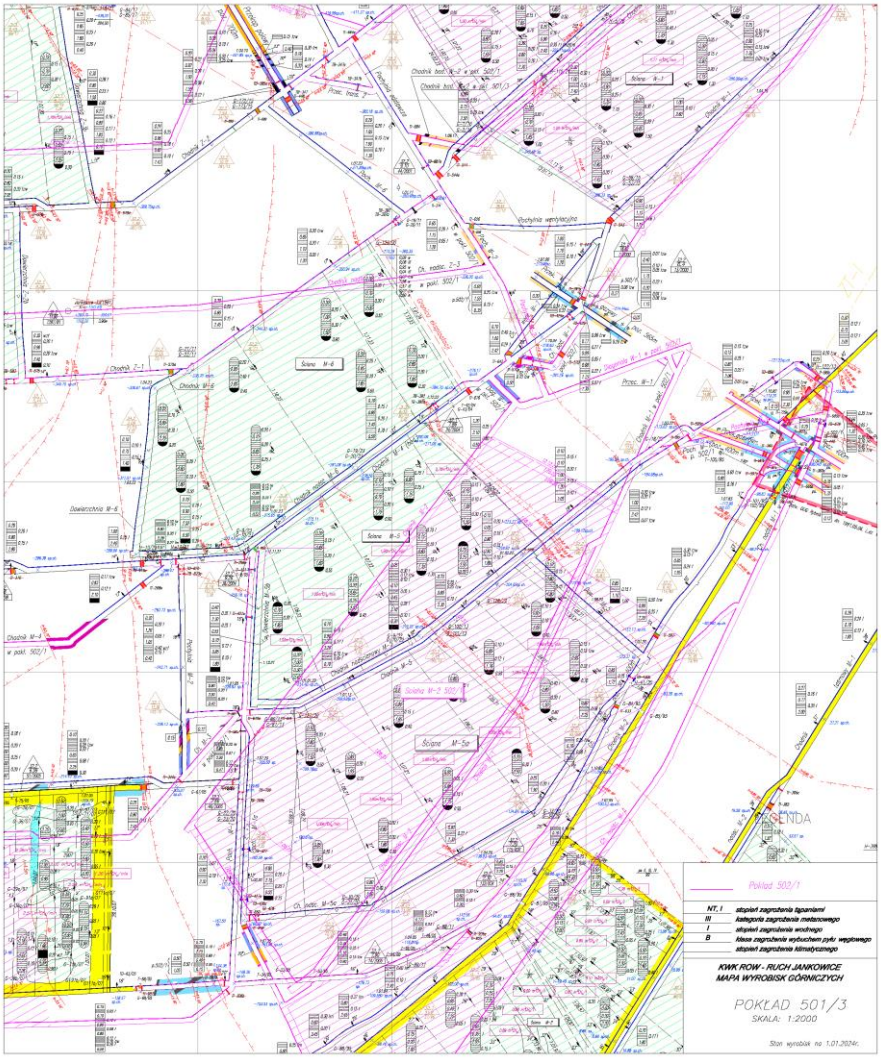
Poniżej pokazany zostanie przykład zastosowania w KWK ROW Ruch Jankowice nietypowego sposobu regulacji przewietrzania w rejonowym prądzie powietrza odprowadzanym do szybu wydechowego jako element stabilizacji sieci wentylacyjnej kopalni oraz istotny element prowadzonej profilaktyki ppoż.

2. OPIS REJONU ŚCIAN M-2 W POKŁ. 502/1 ORAZ M-6 W POKŁ. 501/3.

Rejon ściany M-2 w pkł. 502/1 oraz ściany M-6 w pkł. 501/3 w PGG S.A. Oddział KWK ROW Ruch Jankowice znajdują się w piętrze 400-700 m (rys. 1).

Eksploatowany tymi ścianami pokład 501/3 oraz 502/1 zaliczony jest do III kategorii zagrożenia metanowego, I stopnia zagrożenia tąpaniami, klasy B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego, I stopnia zagrożenia wodnego. Węgiel pokładu 501/3 zaklasyfikowany jest do II i III grupy samozapalności, a węgiel pokładu 502/1 do III grupy samozapalności.
Prognoza metanowości bezwzględnej dla przedmiotowych ścian wynosiła:
– ściana M-2 w pokł. 502/1 – 4,55 m^3CH_4/Mg_{csw} dla planowanego wydobycia 5150 Mg/dobę,
– ściana M-6 w pokł. 501/3 – 3,32 m^3CH_4/Mg_{csw} dla planowanego wydobycia 5650 Mg/dobę.

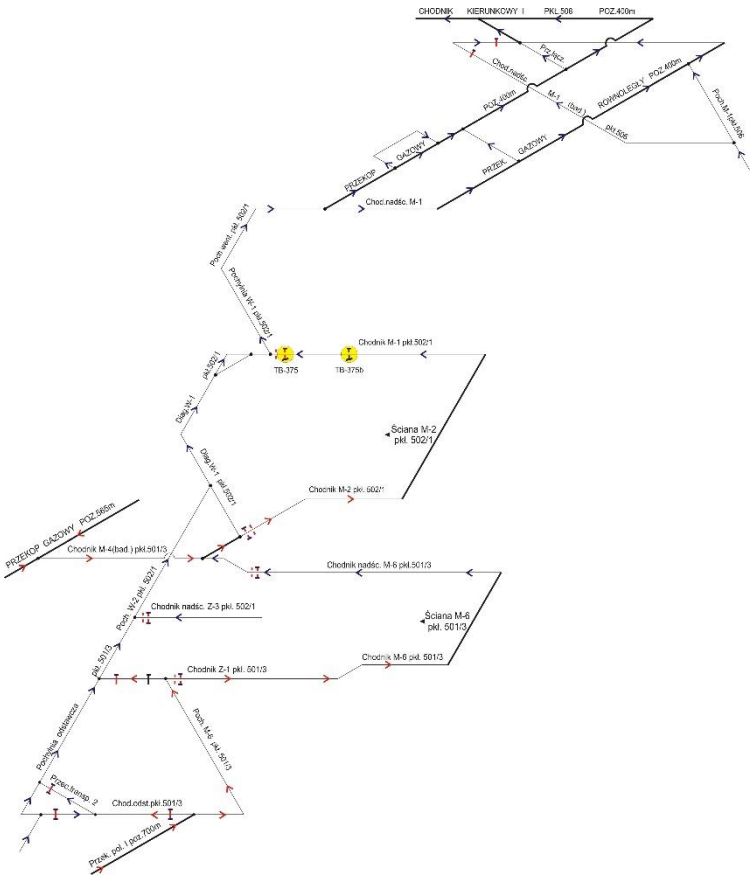
Ściana M-2 w pokł. 502/1 eksploatowana była w okresie 04.2023 do 10.2023 r. bezpośrednio pod zrobami ściany M-5a w pokł. 501/3 eksploatowanej w okresie 02.2021 do 09.2021 r. oraz pod zrobami ściany M-5 w pokł. 501/3 eksploatowanej w okresie 05.2022 do 09.2022 r. Ściana M-2 była przewietrzana wznoszącym prądem powietrza, sposobem na „U", z doprowadzeniem oraz odprowadzeniem powietrza wzdłuż calizny węglowej. W trakcie eksploatacji przez ścianę płynęło ok. 1000 m^3/min. powietrza. Po zakończeniu likwidacji rejon ściany M-2 w pokł. 502/1 został otamowany w grudniu 2023 r.
Eksploatację ściany M-6 w pokł. 501/3 rozpoczęto w sierpniu 2023 r., obecnie prowadzone są prace związane z przygotowaniem do jej likwidacji. Eksploatacja ściany M-6 prowadzona była w bezpośrednim sąsiedztwie zrobów ściany M-2 w pokł. 502/1. Ściana M-6 w pokł. 501/3 jest przewietrzana wznoszącym prądem powietrza, sposobem na „U", z doprowadzeniem oraz odprowadzeniem powietrza wzdłuż calizny węglowej. W trakcie eksploatacji przez ścianę płynęło ok. 1000 m^3/min. powietrza. Na etapie przygotowania do likwidacji ilość powietrza płynącego przez ścianę została ograniczona do ok. 700 m^3/min.



Rys. 1. Wycinek mapy pokładu 501/3 oraz 502/1 w rejonie ścian M-6 oraz M-2
Figure 1. A fragment of the map of seam 501/3 and 502/1 in the area of the dammed Longwall M-6 and M-1

W harmonogramie eksploatacji ścian M-2 w pkł. 502/1 oraz M-6 w pkł. 501/3 założono, że ściany przez pewien czas będą eksploatowane równocześnie oraz przewietrzane szeregowo. Dodatkowym, niekorzystnym czynnikiem wpływającym na poziom zagrożenia pożarowego były:

- możliwość przepływów zrobowych pomiędzy pokładem 501/3 oraz 502/1, w szczególności w aspekcie pozostawienia węgla w zrobach,
- bliskie wzajemne prowadzenie eksploatacji,



Rys. 2. Sposób przewietrzania ścian M-6 w pokł. 501/3 oraz M-2 w pokł. 502/1.
Figure 2. Method of ventilation M-6 walls in the seam 501/3 and M-2 in the seam 502/1

Mając na uwadze prognozowany poziom zagrożenia metanowego i klimatycznego, na etapie projektowania ścian założono, że do ściany M-6 w pokł. 501/3 oraz ściany M-2 w pokł. 502/1 doprowadzone zostanie powietrze w ilości 1000 m^3/min. Sposób przewietrzania ścian M-6 w pokładzie 501/3 oraz M-2 w pokładzie 502/1 z zaznaczeniem trasy odstawy oraz transportu bez zastosowania regulacji przewietrzania pokazano na rys. 3.



Rys. 3. Sposób przewietrzania ścian M-6 w pokł. 501/3 oraz M-2 w pokł. 502/1 z zaznaczeniem trasy odstawy urobku oraz dróg transportowych.
Figure 3. Method of ventilation M-6 longwall in the seam 501/3 and M-2 longwall in the seam 502/1 with marking the route of the haulage of the spoil and transport roads.

Wlot i wylot z rejonu wentylacyjnego obu ścian znajdują się blisko siebie i ich obliczone potencjały aerodynamiczne są bardzo zbliżone.
Przeprowadzona próba przewietrzania obu ścian bez zastosowania regulacji przewietrzania wykazała, że przy zastosowaniu regulacji przewietrzania w jednej ze ścian ilość powietrza w drugiej ścianie wzrastała do wartości powyżej 2000 m^3/min. Powyższe determinowało zastosowanie regulacji przewietrzania w rejonie ściany M-2 w pokł. 502/1.

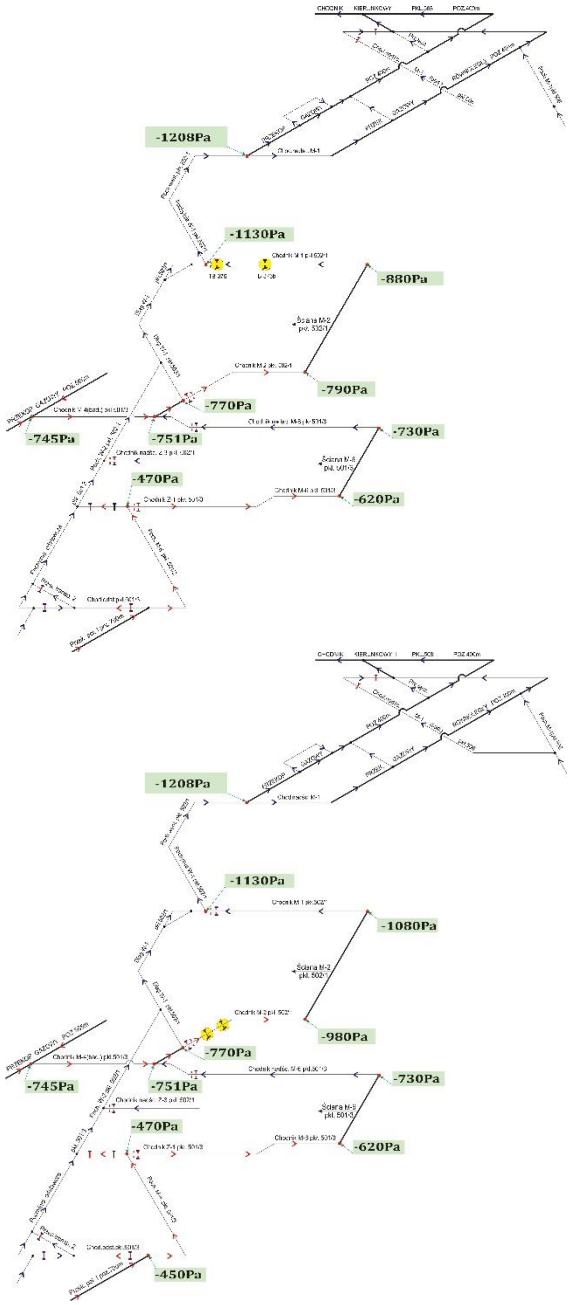
3. SPOSÓB REGULACJI PRZEWIETRZANIA W REJONIE ŚCIAN M-6 W POKŁ. 501/3 ORAZ M-2 W POKŁ. 502/1

Istotnym czynnikiem, oprócz oddziaływania depresyjnego szybu wentylacyjnego na zroby poszczególnych ścian, mającym wpływ na skuteczność prowadzonej regulacji przewietrzania w rejonie ścian M-6 i M-2 ma wyposażenie wyrobisk, a w szczególności obecność przenośników taśmowych oraz środków transportowych. Przedstawiony na rys. 3 sposób przewietrzania rejonów ścian pokazuje, że w wyrobiskach doprowadzających powietrze do ścian znajduje się trasa przenośnika taśmowego oraz trasa kolejki podwieszanej z napędem własnym. Taki układ stwarza określone trudności związane z zastosowaniem skutecznej regulacji przewietrzania, w szczególności związane z brakiem możliwości zabudowy tam na trasie kolejki podwieszanej obok trasy przenośnika taśmowego. Dla pomieszczenia obu środków transportowych niezbędnym byłoby wykonanie poszerzenia wyrobiska dla zabudowy tam lub zabudowa przenośnika zgrzebłowego, który znajdowałby się pod trasą kolejki podwieszanej i jednocześnie przechodziłby w świetle tamy. Taki układ jest trudny do wykonania, pociąga za sobą określone koszty. Jednocześnie transportowany urobek w miejscu zabudowy śluzy wentylacyjnej, ze względu na jego wywiewanie, powodowałby powstawanie zwiększonego zapylenia powietrza kopalnianego oraz osadzanie się pyłu (wzrost poziomu zagrożenia wybuchem pyłu węglowego), a także zanieczyszczenie trasy odstawy (wzrost poziomu zagrożenia pożarem egzogenicznym, spowodowanym tarciem taśmy przenośnikowej o urobek).

Mając powyższe na uwadze, w rejonie ściany M-2 w pokł. 502/1 zaprojektowano regulację przewietrzania z zastosowaniem tam otwieranych mechanicznie na trasie kolejki podwieszanej spalinowej w chodniku M-1 w pokł. 502/1, tj. odprowadzającym powietrze ze ściany M-2. Dla uzyskania wymaganej ilości powietrza w tamach regulacyjnych zabudowano okna regulacyjne pozwalające na bieżącą regulację strumienia powietrza. Okna regulacyjne są trwale zabezpieczone przed przypadkowym lub celowym ingerowaniem w sposób i zakres ich otwarcia.

Jednocześnie ilość powietrza przepływającego przez rejon ściany M-6 w pokł. 501/3 była regulowana w klasyczny sposób, tj. w prądzie powietrza doprowadzanego do rejonu. Po otamowaniu rejonu zlikwidowanej ściany M-2 w pokł. 502/1, w celu zapewnienia właściwego i stabilnego przewietrzania rejonu przygotowywanej do likwidacji ściany M-6 w pokł. 501/3, jednocześnie mając na uwadze ograniczenie możliwości wzrostu zagrożenia pożarowego, zastosowano regulację przewietrzania przy zastosowaniu tam regulacyjnych zabudowanych w diagonali W-1 w pokł. 502/1, tj. w grupowym prądzie powietrza odprowadzanego do szybu wydechowego. Ten sposób regulacji przewietrzania zapewnia znaczne obniżenie depresyjnego oddziaływania szybu 3 (wentylacyjnego) na zroby ściany M-6 w pokł. 501/3, a także wyeksploatowanych ścian w partii „M” i „Z” w pokł. 501/3 oraz „M” „W” i „Z” w pokł. 502/1.

Schemat przestrzenny przewietrzania ściany M-6 w pokł. 501/3 oraz ściany M-2 w pokł. 502/1 z naniesieniem potencjałów w węzłach przy zastosowaniu różnej regulacji przewietrzania przedstawiono na rys. 4.1 oraz 4.2.



Rys. 4. Sposób przewietrzania ścian M-6 w pokł. 501/3 oraz M-2 w pokł. 502/1 po zastosowaniu ró–żnej regulacji przewietrzania z naniesieniem potencjałów w węzłach.
Figure 4. Method of ventilating M-6 longwall in the seam 501/3 and M-2 longwall in the seam 502/1 after applying various ventilation controls with plotting potentials in the nodes.

4. MONITORING REGULACJI PRZEWIETRZANIA ORAZ SPOSÓB WYKONYWANIA OBLICZEŃ

Na podstawie pomiarów sieci wentylacyjnej kopalni, za pomocą programu VENTGRAF obliczono potencjały aerodynamiczne w istotnych punktach fragmentu sieci wentylacyjnej kopalni w zakresie dotyczącym ścian M-6 w pokł. 501/3 oraz M-2 w pokł. 502/1.
Jak wynika z uzyskanych wyników pomiarów i stosownych obliczeń w przypadku zastosowania regulacji przewietrzania w prądzie powietrza zużytego potencjał aerodynamiczny oddziaływujący na zroby ściany jest dużo niższy, niż w przypadku zastosowania klasycznej regulacji przewietrzania.
Dla kontroli stabilności przewietrzania w obu ścianach zastosowano czujniki prędkości powietrza, zarówno w chodniku doprowadzającym, jak i odprowadzającym powietrze ze ściany.
Ponadto obie śluzy regulacyjne wyposażono w czujniki stanu otwarcia z sygnalizacją u dyspozytora. Stan tam regulacyjnych, w tym stan czujników stanu otwarcia, kontrolowany był raz na dobę przez metaniarza oraz min. 1 raz w tygodniu przez osoby dozoru średniego działu wentylacji, a wyniki kontroli dokumentowane były w „Książce kontroli tam regulacyjnych zabudowanych w grupowych prądach powietrza odprowadzanego do szybu wydechowego" przechowywanej w dziale wentylacji.

5. WPŁYW ZASTOSOWANEJ REGULACJI PRZEWIETRZANIA NA ODDZIAŁYWANIE DEPRESYJNE SZYBU WENTYLACYJNEGO NA ZROBY I PRZEPŁYWY ZROBOWE EKSPLOATOWANYCH ŚCIAN

W KWK ROW Ruch Jankowice regulacja przewietrzania realizowana jest najczęściej w prądzie powietrza odprowadzanym do szybu wydechowego. W każdym rejonie, w którym jest ona stosowana, obserwuje się istotne zmniejszenie oddziaływania depresyjnego szybu wentylacyjnego na zroby ścian będących w ruchu, w trakcie likwidacji, bądź też na zroby otamowanych ścian. Przykład oddziaływania na zroby ścian w przypadku stosowania regulacji przewietrzania w prądzie powietrza zużytego oraz klasycznej przedstawiono na rys. 3. Widać tu wyraźnie, jak zastosowanie regulacji przewietrzania przekłada się na potencjał aerodynamiczny oddziaływujący na zroby ścian.
W omawianym przykładzie, zastosowanie regulacji przewietrzania w prądzie powietrza zużytego, w którym nie ma zabudowanego przenośnika taśmowego, zapewnia stabilne przewietrzanie obu ścian, a przepływy zrobowe przy bliskiej wzajemnej odległości między ścianami są ograniczone do minimum. Bardzo istotnym elementem przedmiotowej sytuacji oraz zastosowanych regulacji przewietrzania była konieczność utrzymywania obu regulacji przewietrzania jednocześnie. Zlikwidowanie jednej z nich, bądź niekontrolowany wzrost ilości powietrza płynącego przez jedną ze ścian, przy wzajemnej bliskiej odległości między frontami eksploatacyjnymi, mógłby uaktywnić przepływy zrobowe i spowodować wzrost zagrożenia pożarowego.
W trakcie eksploatacji obu ścian stosowano inertyzację zrobów za pomocą azotu. Utrzymywanie skutecznej regulacji przewietrzania w rejonowych prądach powietrza zużytego i zmniejszenie oddziaływania depresyjnego szybu wentylacyjnego na zroby ścian zwiększyło skuteczność inertyzacji zrobów. W trakcie wykonywania prób z zastosowaniem regulacji przewietrzania w prądzie wlotowym (przy jednoczesnym otwarciu regulacji przewietrzania na wylocie z rejonu) powodowało spadek zawartości tlenu na linii likwidacji chodnika odprowadzającego powietrze ze ściany, co można wprost łączyć ze zwiększeniem oddziaływania depresyjnego szybu wentylacyjnego na zroby ściany oraz wypłukiwaniem azotu ze zrobów, a więc dostarczaniem tlenu.

6. STAN ZAGROŻENIA POŻAROWEGO W TRAKCIE EKSPLOATACJI ORAZ LIKWIDACJI ŚCIANY M-2 W POKŁ. 502/1

Ściana M-2 w pokł. 502/1 eksploatowana była pod zrobami ścian w pokładzie 501/3, a w końcowym etapie eksploatacji – pod niewybraną częścią pokładu 501/3.
W trakcie eksploatacji oraz likwidacji ściany M-2 w pokł. 502/1 utrzymywano stale regulację przewietrzania w rejonowym prądzie powietrza zużytego, a stan zagrożenia pożarowego utrzymywał się na niskim poziomie. Wskaźniki pożarowe w zrobach ściany kształtowały się następująco:

- październik 2023 r.
  - COmax – 0,0013%; średnio CO – 0,0010 %;
  - Gmax – 0,0002; średnio G – 0,0002.
- listopad 2023 r.
  - COmax – 0,0014%; średnio CO – 0,0009 %;
  - Gmax – 0,0002; średnio G – 0,0001.
- grudzień 2023 r. (do 15.12)
  - COmax – 0,0011%; średnio CO – 0,0008%;
  - Gmax – 0,0002; średnio G – 0,0002.

Prace związane z przygotowaniem ściany M-2 do likwidacji rozpoczęły się 28 sierpnia 2023 r. Na podstawie badań przeprowadzonych przez laboratorium GIG, wykonanych pod kątem skłonności do samozapłonu węgla, okres inkubacji wynosi 64 dni i dla przedmiotowej ściany upłynął 30 października 2023 r. Mając na uwadze niski oraz stabilny stan zagrożenia pożarowego KRZG wydłużył czas likwidacji ściany M-2 w pokł. 502/1, na zasadach prac profilaktycznych, do dnia 22 grudnia 2023 r. Stan zagrożenia metanowego oraz pożarowego, jak również stabilność przewietrzania monitorowana była za pomocą czujników gazometrii automatycznej zabudowanych zgodnie z obowiązującym schematem zabezpieczeń gazometrycznych i telemetrycznych, jak również na podstawie wyników analiz chemicznych prób gazów pobieranych z rejonu tej ściany wykonywanych w laboratorium kopalnianym i laboratorium GIG.
W ramach profilaktyki pożarowej w rejonie ściany M-2 w pokł. 502/1 m.in.

- utrzymywano uszczelnienia części zrobowych chodnika M-1 w pokł. 502/1 (nadścianowego) i chodnika M-2 w pokł. 502/1 (podścianowego) oraz przestrzeni pomiędzy i za sekcjami obudowy zmechanizowanej na całej długości kanału likwidowanej ściany M-2 w pokł. 502/1,
- utrzymywano wylewy rurociągów inertyzacyjnych w częściach zrobowych chodnika nadścianowego M-2 w pokł. 502/1 oraz chodnika M-2 (podścianowego) w pokł. 502/1,
- prowadzono inertyzację zrobów ściany M-2 w pokł. 502/1 za N_2, w ilości ok. 200 m^3/godz. z wykorzystaniem wylewu wprowadzonego w część zrobową chodnika nadścianowego M-2 w pokł. 502/1,
- utrzymywano przepływ powietrza przez ścianę na poziomie około 600 m^3/min, a w końcowym etapie likwidacji ściany – 400 m^3/min,
- prowadzono wczesne wykrywanie pożarów endogenicznych w rejonie likwidowanej ściany M-2 w pokł. 502/1, w tym z kontrolnych rur pomiarowych usytuowanych w zrobach ściany M-2 – codziennie w dni robocze oraz okresowo w laboratorium GIG,
- stosowano monitoring zagrożenia pożarowego za pomocą czujników CO-metrii automatycznej oraz prędkości przepływającego powietrza,

Wraz z prowadzoną wybudową sekcji i postępującym zmniejszaniem się przekroju użytecznego kanału likwidacyjnego ściany, dla utrzymania właściwych parametrów jakościowych i ilościowych przepływającego powietrza, sukcesywnie zwiększano otwory regulacyjne w tamie regulacyjnej co powodowało stopniowe przechodzenie do „klasycznej" regulacji przewietrzania z regulacją we wlotowym prądzie powietrza (rolę tamy regulacyjnej przejmował zmniejszający się przekrój użyteczny kanału likwidacyjnego), a układ potencjałów aerodynamicznych w rejonie ścian M-2 w pokł. 502/1 i M-6 w pokł. 501/3 ulegał zmianie zbliżając się do wartości przedstawionych na rys. 4

Po wybudowie całego wyposażenia ściany w dniu 18.12.2023 r. otamowano rejon ściany M-2 w pokł. 502/1 tamami izolacyjnymi szybkiej konstrukcji i przystąpiono do wykonywania korków izolacyjnych:

- TI 693 – w chodniku M-1 w pok. 502/1, do 6 m od skrzyżowania z pochylnią W-1 w pokł. 502/1,
- TI 692 – w chodniku M-2 w pokł. 502/1 w odległości ok. 15 m od kanału likwidacyjnego ściany M-2 oraz 30 m od Diagonali W-1 w pokł. 502/1.

Korek izolacyjny TI 693 o konstrukcji przeciwwybuchowej został wykonany w dniu 20.12 na zm. III, a korek izolacyjny TI 692 został wykonany w dniu 23.12.

W dniach 18.12.2023 – 21.12.2023 r. miała miejsce głęboka zniżka barometryczna (spadek ciśnienia barometrycznego o 37 hPa, tj. od wartości 985 hPa w dniu 18.12 do wartości 948 hPa w dniu 21.12). Od dnia 21.12.2023 r. od zm. I zaobserwowano wzrost zagrożenia pożarowego zrobach ściany M-2 w pokł. 502/1. Jednocześnie nie stwierdzono istotnych wzrostów stężenia tlenku węgla w opływowych prądach powietrza, jak też w rejonie sąsiadującej ściany M-6 w pokł. 501/3, która obecnie jest przygotowana do likwidacji.

Zestawienie wyników wczesnego wykrywania pożarów z rejonu ściany M-2 w pokł. 502/1 przedstawiono w Tabeli 1, przy czym wyniki z dni 4.12.2023 do 15.12.2023 są próbami pobieranymi z zawału chodnika M-1 w pokł. 502/1 (nadścianowego), a wyniki od dnia 21.12 dotyczą wyników zza TI 693 w chodniku M-1 w pokł. 502/1.

W związku z zaistniałą sytuacją podjęto decyzję o prowadzeniu inertyzacji rejonu otamowanej ściany M-2 w pokł. 502/1 od strony chodnika M-2 w pokł. 502/1 (ok. 200 m^3/godz.), jak również do części zrobowej ściany M-6 w pokł. 501/3 (ok. 500 m^3/godz.) poprzez wylew rurociągu znajdujący się w zrobach, w odległości 50 m za ścianą.

Data pomiaru	Składniki powietrza kopalnianego													
	O_2	CO_2	CO	CH_4	C_2H_4	C_3H_6	C_2H_2	H_2	N_2	G	WP-1	WP-2	WP-3	WP-6
	[%]	[%]	[%]	[%]	Etylen	Propylen	Acetylen	Wodór	[%]					
					ppm	ppm	ppm	ppm						
1	5	6	7	8	11	13	14	15	16	19	20	21	22	23
04,12,23	16,42	0,83	0,0011	0,05	0,04	0,02	0,005	3,00	82,70	0,0002	3,67	0,020	12,00	-0,95
05,12,23	16,71	0,68	0,0011	0,03	0,04	0,02	0,005	2,00	82,58	0,0002				
06,12,23	17,03	0,55	0,0009	0,04	0,03	0,01	0,005	48,00	82,37	0,0002	0,19	0,001	8,00	0,83
07,12,23	16,60	0,58	0,0011	0,09	0,03	0,01	0,006	2,00	82,73	0,0002	5,50	0,020	6,67	-0,83
08,12,23	18,51	0,34	0,0007	0,03	0,03	0,01	0,007	2,00	81,12	0,0002	3,50	0,020	5,71	-0,75
11,12,23	17,18	0,47	0,0005	0,05	0,03	0,01	0,002	1,00	82,30	0,0001	5,00	0,040	20,00	-1,20
12,12,23	16,76	0,50	0,0007	0,07	0,04	0,02	0,003	2,00	82,67	0,0001	3,50	0,030	20,00	-1,20
13,12,23	17,17	1,05	0,0011	0,32	0,07	0,03	0,004	2,00	81,46	0,0002	5,50	0,050	25,00	-1,20
14,12,23	17,38	0,44	0,0006	0,06	0,03	0,01	0,006	3,00	82,12	0,0001	2,00	0,013	6,67	-0,60
15,12,23	17,20	0,40	0,0005	0,04	0,02	0,01	0,005	2,00	82,36	0,0001	2,50	0,015	6,00	-0,82
Rozpoczęcie budowy TI 693 - brak dojścia do zawału														
21,12,23	8,50	0,52	0,0330	0,08	0,75	0,35	0,038	235,00	90,84	0,0021	1,40	0,005	28,95	0,87
21,12,23 godz,16-30	13,16	1,58	0,1563	1,35	12,36	5,01	0,190	1577,00	83,59	0,0174	0,99	0,011	91,42	0,94
21,12,23 godz,21-30	13,47	1,98	0,1711	0,15	15,02	5,14	0,261	1712,00	84,05	0,0194	1,00	0,012	77,24	0,95
22,12,23 godz,02-00	13,25	1,95	0,1944	0,16	19,84	5,85	0,402	1847,00	84,25	0,0214	1,05	0,014	63,91	0,97
22,12,23 godz,07-10	12,49	1,85	0,2275	0,19	29,77	7,15	0,730	1940,00	85,03	0,0227	1,17	0,019	50,58	0,97
22,12,23 godz,21-30	7,78	0,96	0,0382	0,12	7,57	1,82	0,151	160,00	91,08	0,0023	2,39	0,059	62,19	0,58
23,12,23	6,38	0,98	0,0371	0,09	6,77	1,93	0,117	146,00	92,50	0,0020	2,54	0,060	74,36	0,45
24,12,23	7,32	1,60	0,2542	0,25	20,15	7,76	0,159	774,00	90,48	0,0153	3,28	0,036	175,53	0,76
25,12,23	10,90	1,62	0,1505	0,20	12,16	5,82	0,073	281,00	87,09	0,0124	5,36	0,064	246,30	0,10
26,12,23	8,16	2,32	0,2372	0,28	13,94	7,29	0,060	245,00	88,96	0,0154	9,68	0,087	353,83	-0,30
27,12,23	9,33	2,50	0,2397	0,30	13,70	7,93	0,035	223,00	87,59	0,0173	10,75	0,097	618,00	-0,78
28,12,23	10,56	1,54	0,0916	0,16	8,72	5,85	0,019	1105,00	87,53	0,0072	0,83	0,013	766,84	0,27
29,12,23	10,17	2,16	0,1913	0,23	10,77	7,32	0,027	539,00	87,18	0,0148	3,55	0,034	670,00	-0,18
30,12,23	9,61	1,67	0,1310	0,16	10,48	7,59	0,022	275,00	88,39	0,0095	4,76	0,066	821,36	-0,84
31,12,23	6,18	2,23	0,1154	0,17	7,93	6,32	0,015	124,00	91,28	0,0064	9,31	0,115	950,00	-1,20

Tab. 1 Zestawienie prób wczesnego wykrywania pożarów.
Tab. 1. Summary of early fire detection attempts.

Jak wynika z załączonych prób wczesnego wykrywania pożarów wzrost zagrożenia pożarowego miał bardzo gwałtowny charakter. Zespół ds. zagrożenia pożarowego w składzie poszerzonym o specjalistów stwierdził, że wzrost zagrożenia pożarowego w zrobach ściany M-2 w pokł. 502/1 mógł być spowodowany przepadaniem do zawału niewybranej części pokładu 501/3, a występująca zniżka barometryczna mogła spowodować gwałtowny wzrost zagrożenia pożarowego.

Po wykonaniu korków izolacyjnych w chodniku M-1 i w chodniku M-2 w pokł. 502/1 prowadzono intensywną inertyzację zrobów ściany, a do kanału likwidacyjnego ściany M-2 podano 495 t mieszaniny podsadzkowej (298 t pyłu), co pozwoliło na skuteczne uszczelnienie korka izolacyjnego TI 692 z pozostawieniem drożności rurociągu do podawania gazów inertnych, który znajdował się 16 m w zawale.

7. PODSUMOWANIE

Istotą prowadzenia regulacji przewietrzania w rejonowym prądzie powietrza zużytego jest:
- zabudowa tam regulacyjnych w wyrobisku, w którym nie ma przenośnika taśmowego,
- zmniejszenie oddziaływania depresyjnego szybu wentylacyjnego na zroby, wyrobiska likwidowane, zaburzenia geologiczne,
- zapewnienia stabilności przewietrzania,
- możliwość odstąpienia od konieczności zabudowy przenośnika zgrzebłowego lub wykonywania poszerzeń dla zabudowy w wyrobisku przenośnika odstawy, trasy transportu z utrzymaniem gabarytów ruchowych dla ruchu załogi,

Ograniczone gabaryty wyrobisk uniemożliwiają, w wielu przypadkach, zabudowę obok siebie przenośnika taśmowego, tam wentylacyjnych (otwieranych mechanicznie) na trasie transportu oraz przejścia dla załogi. Zabudowa tam regulacyjnych na trasie odstawy oddziałowej wpływa na wywiewanie urobku w miejscu zabudowy tam i powoduje powstawanie pryzm drobnego urobku w sąsiedztwie krążników przenośnika taśmowego, co przy niewłaściwej kontroli zatrudnionej załogi może stworzyć zagrożenie pożarem egzogenicznym lub wybuchem pyłu węglowego.

Przedstawione rzeczywiste przykłady zastosowania regulacji przewietrzania w rejonowych prądach powietrza zużytego wykazują stabilność i bezpieczeństwo tego rozwiązania. Przemyślana lokalizacja poszczególnych tam regulacyjnych umożliwia wieloletnie stosowanie regulacji na niezmienionych warunkach dla kolejnych ścian eksploatowanych w danym pokładzie. Przytoczone przykłady pokazują pozytywny wpływ tak zastosowanych regulacji przewietrzania na depresyjne oddziaływanie szybu wentylacyjnego na zroby eksploatowanych lub likwidowanych ścian zaliczonych do zagrożonych pożarami endogenicznymi.

Przeprowadzone, kontrolowane, próby zmiany sposobu regulacji przewietrzania (z prądu wylotowego na wlotowy) wykazują zwiększone oddziaływania depresyjne szybu wentylacyjnego. Objawiało się to wzrostem nadciśnienia na tamy izolacyjne, które znajdują się pod wpływem zastosowanej regulacji przewietrzania, jak również wzrost zagrożenia metanowego i zwiększone wydzielanie gazów zrobowych z części zawałowej badanych ścian. Ponadto pokazały trudność w utrzymaniu stabilnej regulacji przewietrzania na trasie odstawy oddziałowej, mimo, iż próby te przeprowadzane były w dni wolne od pracy, gdy ruch załogi oraz maszyn i środków transportowych jest mocno ograniczony.

Cechą charakterystyczną regulacji przewietrzania w rejonowym prądzie powietrza zużytego jest, zwykle, konieczność zabudowy tam regulacyjnych w wyrobisku wykonanym w pokładzie. Z tego powodu należy zwrócić szczególną uwagę na możliwość powstania pożaru szczelinowego w sąsiedztwie tamy regulacyjnej i konieczność prowadzenia ciągłej kontroli dla wykrycia ewentualnych objawów samozagrzewania. Powyższe należy realizować poprzez pomiary temperatury ociosu w sąsiedztwie tamy regulacyjnej (np. kamerą termowizyjną lub pirometrem) oraz zabudowę czujników systemu CO-metrii automatycznej.

Na podstawie doświadczeń nabytych w trakcie likwidacji ściany M-2 w pokł. 502/1 można wysnuć tezę, że zastosowanie klasycznej regulacji przewietrzania w prądzie wlotowym mogłoby spowodować wzrost zagrożenia pożarowego już na etapie przygotowania ściany do likwidacji lub w trakcie wybudowy dolnego odcinka ściany.

Państwowy Instytut Badawczy

WYKORZYSTANIE SZTUCZNYCH SIECI NEURONOWYCH ORAZ INNOWACYJNEGO PODEJŚCIA DO WSKAŹNIKA GRAHAMA PRZY OCENIE STANU ZAGROŻENIA POŻAROWEGO W REJONACH ŚCIAN

dr inż. Lucjan Świerczek

HR EXCELLENCE IN RESEARCH

PLAN PREZENTACJI

1. Problem badawczy
2. Zasady stosowania wskaźnika Grahama dla zwiększenia wiarygodności oceny stanu zagrożenia pożarem endogenicznym w rejonach wydobywczych kopalń węgla kamiennego
3. Uniwersalna metoda predykcji stanu zagrożenia pożarowego, oparta na sztucznej sieci neuronowej
4. Podsumowanie

1. Problem badawczy

PROBLEM BADAWCZY

Wskaźnik Grahama służy do oceny stanu zagrożenia pożarem endogenicznym. Określany jest według następującego wzoru (Rozporządzenie Ministra Energii):

$$G = \frac{\mathrm{CO}}{0{,}265 \cdot \mathrm{N}_2 - \mathrm{O}_2}$$

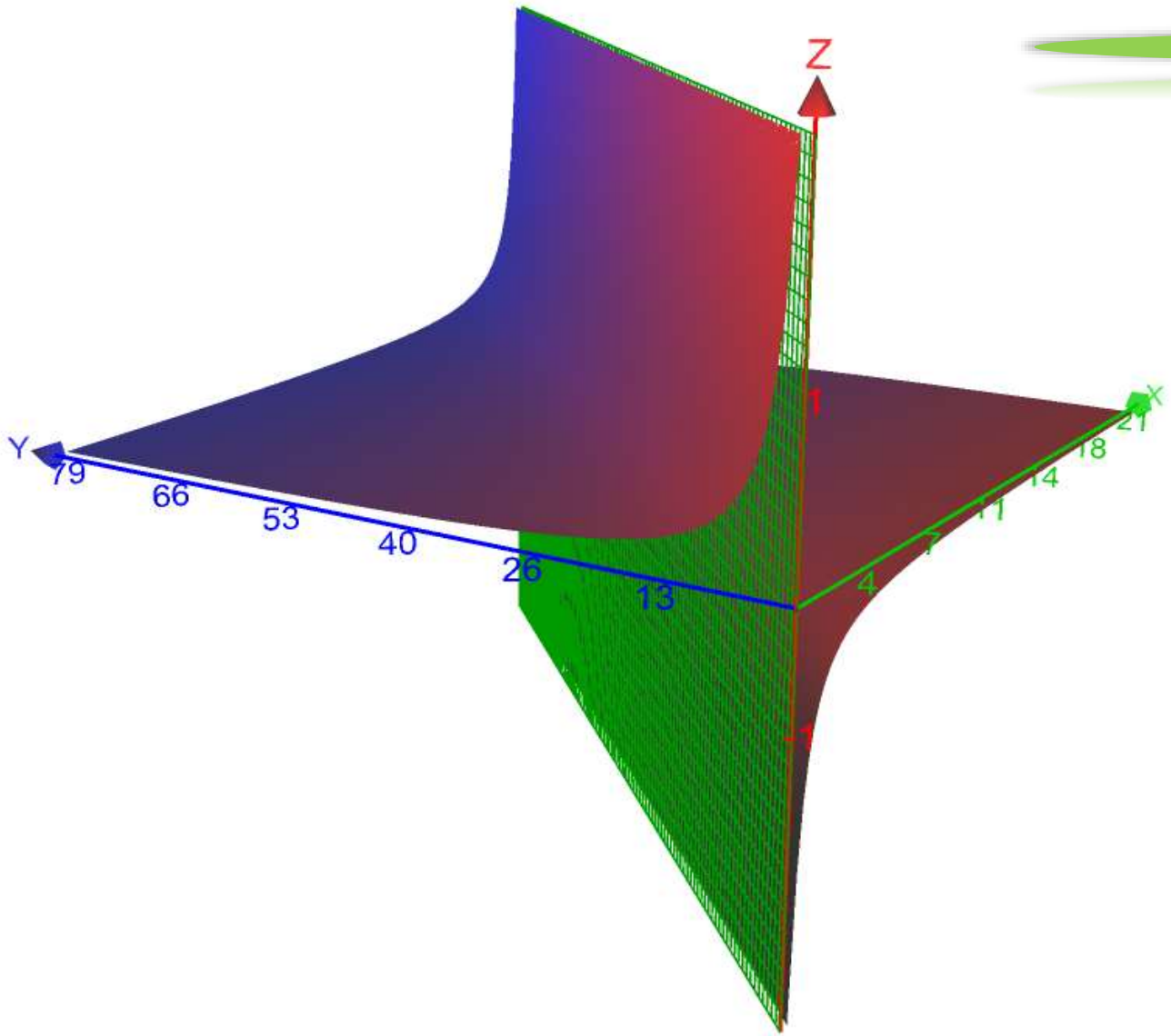
gdzie:

CO – stężenie tlenku węgla [%],

N_2 – stężenie azotu [%],

O_2 – stężenie tlenu [%].

PROBLEM BADAWCZY

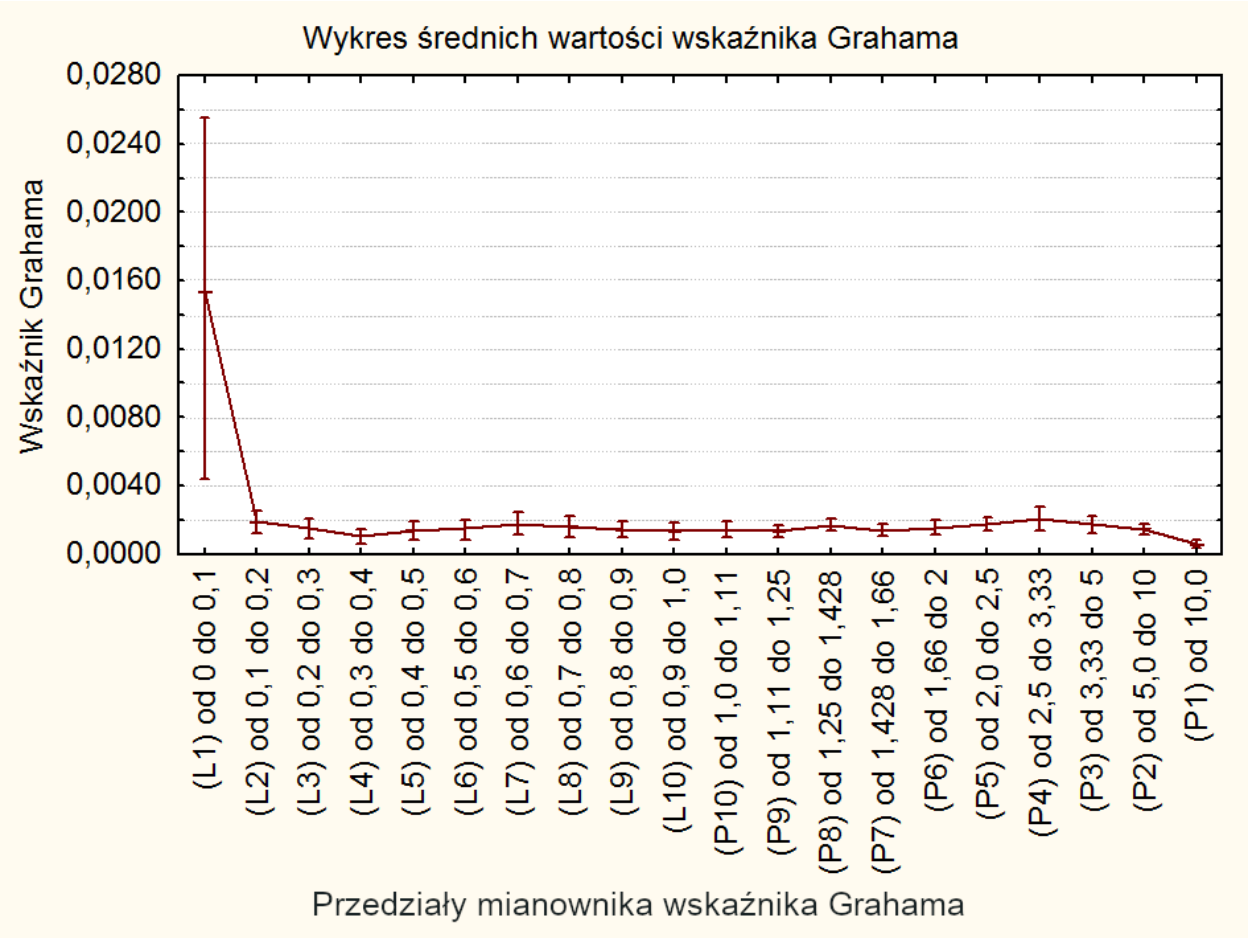


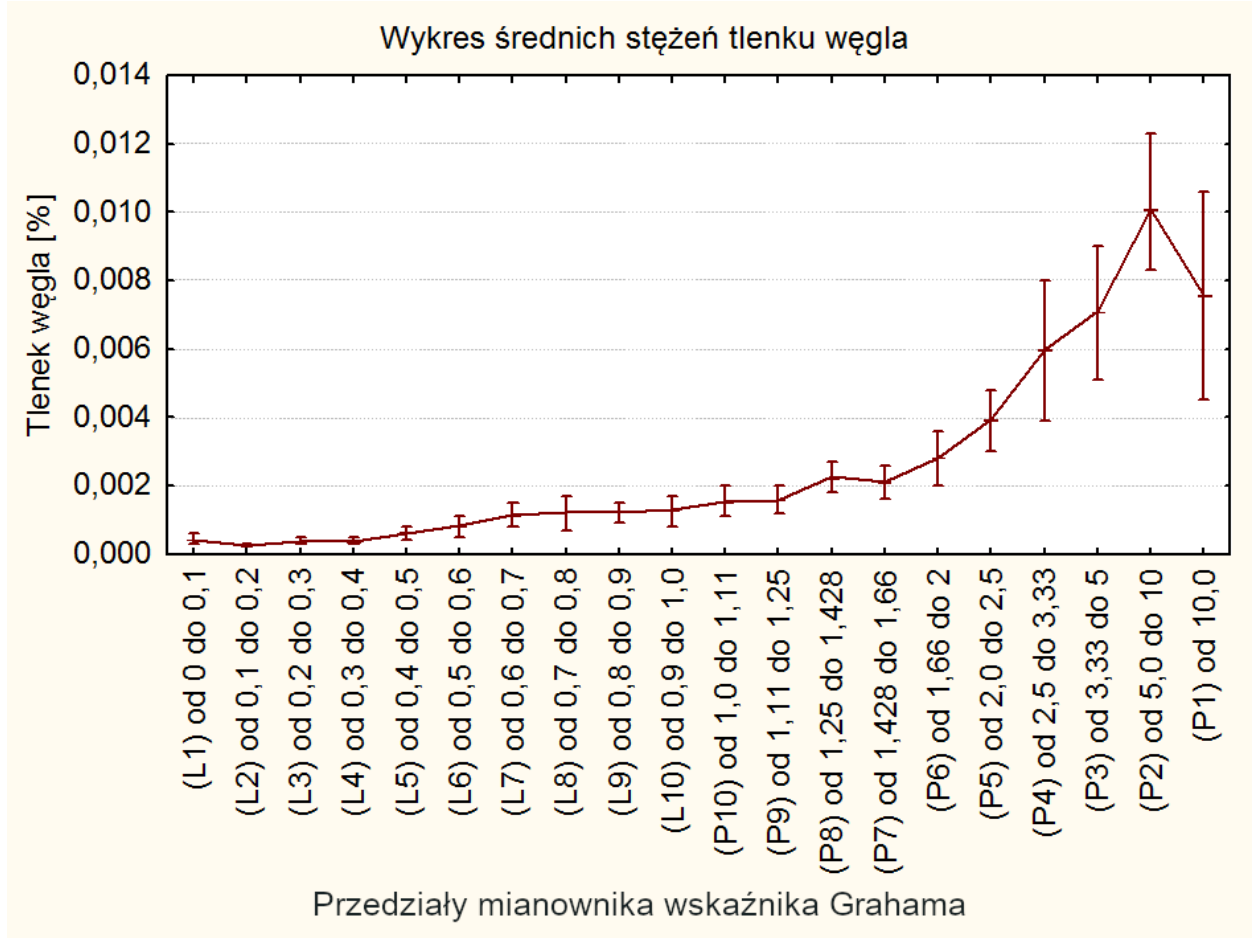
Używając we wzorze na wskaźnik Grahama standardowych oznaczeń funkcji (czyli *x*, *y*, *z*) uzyskuje się następujące równanie:

$$z = \frac{1}{0{,}265y - x}$$

GiG Państwowy Instytut Badawczy

PROBLEM BADAWCZY





Państwowy Instytut Badawczy

PROBLEM BADAWCZY

Problemy mogące wystąpić przy określaniu stanu zagrożenia pożarem endogenicznym za pomocą wskaźnika Grahama w rejonach ścian, w których stosuje się inertyzację azotem

Możliwość występowania zawyżonych wartości wskaźnika Grahama

– gdy próbka powietrza zawiera tlen o wysokim stężeniu

Możliwość występowania zaniżonych wartości wskaźnika Grahama

– gdy próbka powietrza zawiera wyższe stężenie azotu niż w powietrzu atmosferycznym

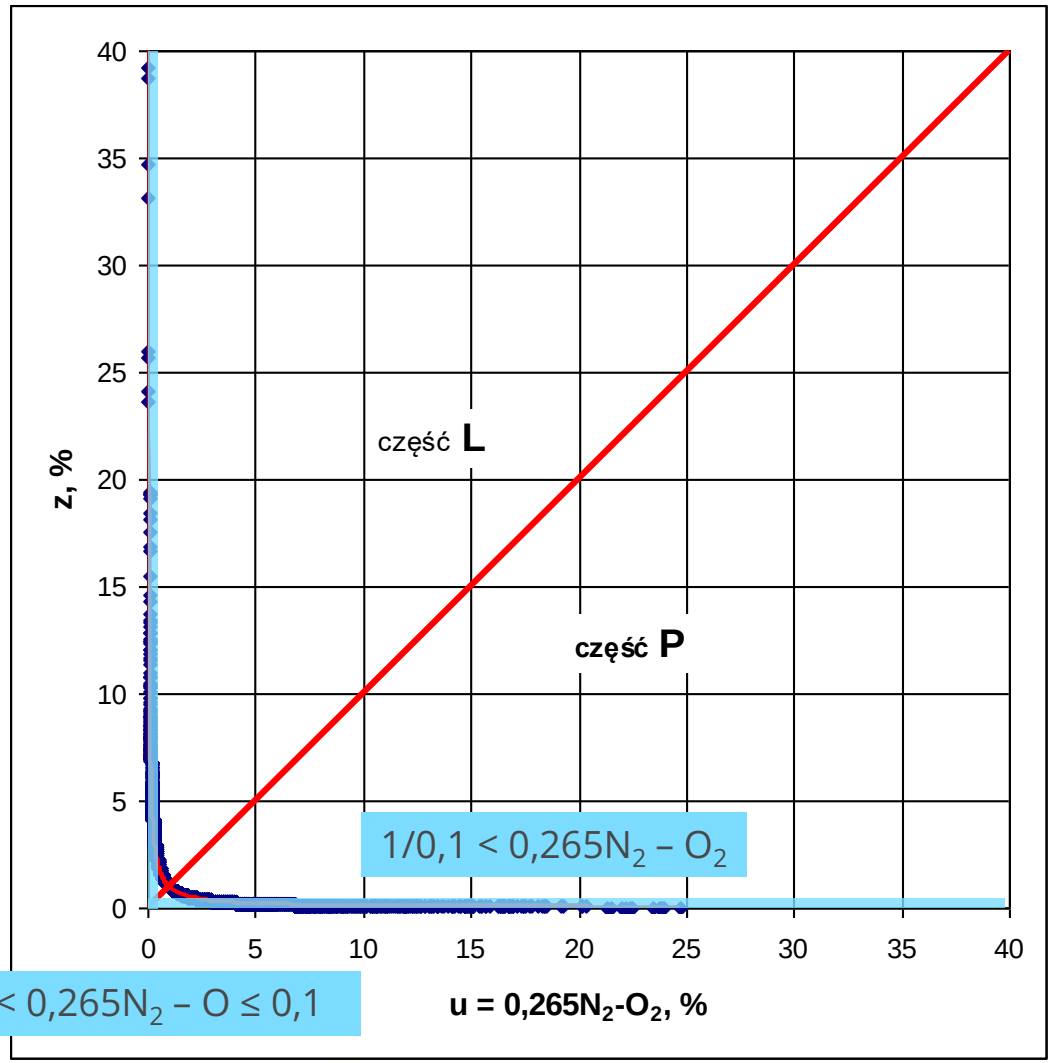
Możliwość występowania ujemnych wartości wskaźnika Grahama

– gdy próbka powietrza zawiera azot i tlen o zaburzonym stosunku stężeń

2. Opracowanie zasad stosowania wskaźnika Grahama dla zwiększenia wiarygodności oceny stanu zagrożenia pożarem endogenicznym w rejonach wydobywczych kopalń węgla kamiennego

Państwowy Instytut Badawczy

POSZUKIWANIE GRANIC PRZEDZIAŁU WIARYGODNOŚCI



Rozkład punktowy zależności $z = 1/(0{,}265N_2 - O_2)$ dla przygotowanej próby statystycznej składającej się z 2 777 elementów.

Państwowy Instytut Badawczy

POSZUKIWANIE GRANIC PRZEDZIAŁU WIARYGODNOŚCI



Zmienna	Testy t						
	Ilość przypadków Grupa 1	Ilość przypadków Grupa 2	Średnia Grupa 1	Średnia Grupa 2	t dla jednorodn. wariancji	df	p dla jednorodn. wariancji
Grupa 1, (L1): $(0{,}0 < 0{,}265N_2 - O_2 \leq 0{,}10)$ Grupa 2, (L2 ÷ L10 + P2 ÷ P10): $(0{,}10 < 0{,}265N_2 - O_2 \leq 1/0{,}1)$							
Wskaźnik Grahama	66	2566	0,01532	0,00157	28,425	2630	0,000
Grupa 1, (L1): $(0{,}111 < 0{,}265N_2 - O_2 \leq 0{,}211)$ Grupa 2, (L2 ÷ L10 + P2 ÷ P10): $(0{,}211 < 0{,}265N_2 - O_2 \leq 1/0{,}1)$							
Wskaźnik Grahama	166	2392	0,00181	0,00155	1,988	2556	0,047
Grupa 1, (L1): $(0{,}112 < 0{,}265N_2 - O_2 \leq 0{,}212)$ Grupa 2, (L2 ÷ L10 + P2 ÷ P10): $(0{,}212 < 0{,}265N_2 - O_2 \leq 1/0{,}1)$							
Wskaźnik Grahama	166	2389	0,00170	0,00155	1,899	2553	0,058

$u = 0{,}265N_2\text{-}O_2$, %

Poszukiwanie lewej granicy przedziału wiarygodności wskaźnika Grahama – sposób nr 1

GIG Państwowy Instytut Badawczy

POSZUKIWANIE GRANIC PRZEDZIAŁU WIARYGODNOŚCI



Zmienna	Testy t						
	Ilość przypadków Grupa 1	Ilość przypadków Grupa 2	Średnia Grupa 1	Średnia Grupa 2	t dla jednorodn. wariancji	df	p dla jednorodn. wariancji
Grupa 1, (L1): $(0,0 < 0,265N_2 - O_2 \leq 0,10)$ Grupa 2, (L2 ÷ L10): $(0,10 < 0,265N_2 - O_2 \leq 1,0)$							
Wskaźnik Grahama	66	1100	0,01532	0,00151	19,580	1164	0,000
Grupa 1, (L1): $(0,116 < 0,265N_2 - O_2 \leq 0,216)$ Grupa 2, (L2 ÷ L10): $(0,216 < 0,265N_2 - O_2 \leq 1,0)$							
Wskaźnik Grahama	163	920	0,00179	0,00145	2,352	1081	0,019
Grupa 1, (L1): $(0,117 < 0,265N_2 - O_2 \leq 0,217)$ Grupa 2, (L2 ÷ L10): $(0,217 < 0,265N_2 - O_2 \leq 1,0)$							
Wskaźnik Grahama	164	918	0,00173	0,00145	1,954	1080	0,051

$u = 0,265N_2 - O_2$, %

Poszukiwanie lewej granicy przedziału wiarygodności wskaźnika Grahama – sposób nr 2

Państwowy Instytut Badawczy

POSZUKIWANIE GRANIC PRZEDZIAŁU WIARYGODNOŚCI



Zmienna	Testy t						
	Ilość przypadków Grupa 1	Ilość przypadków Grupa 2	Średnia Grupa 1	Średnia Grupa 2	t dla jednorodn. wariancji	df	p dla jednorodn. wariancji
Grupa 1, (L1): $0,0 < 0,265N_2 - O_2 \leq 0,10$ Grupa 2, (L2): $(0,10 < 0,265N_2 - O_2 \leq 0,20)$							
Wskaźnik Grahama	66	156	0,01532	0,00187	7,419	220	0,000
Grupa 1, (L1): $0,093 < 0,265N_2 - O_2 \leq 0,193$ Grupa 2, (L2): $(0,193 < 0,265N_2 - O_2 \leq 0,293)$							
Wskaźnik Grahama	157	172	0,00202	0,00153	2,096	327	0,037
Grupa 1, (L1): $0,094 < 0,265N_2 - O_2 \leq 0,194$ Grupa 2, (L2): $(0,194 < 0,265N_2 - O_2 \leq 0,294)$							
Wskaźnik Grahama	157	173	0,00198	0,00153	1,949	328	0,052

$u = 0,265N_2 - O_2$, %

Poszukiwanie lewej granicy przedziału wiarygodności wskaźnika Grahama – sposób nr 3

Państwowy Instytut Badawczy

POSZUKIWANIE GRANIC PRZEDZIAŁU WIARYGODNOŚCI

Wykorzystując test t-studenta wyznaczono:

- trzy wartości graniczne dla lewostronnego przedziału wartości mianownika wskaźnika Grahama: 0,193; 0,211 oraz 0,216 – dla których średnia wynosi 0,207. Po zaokrągleniu **0,2**.

- trzy wartości graniczne dla prawostronnego przedziału wartości mianownika wskaźnika Grahama: 5,81; 5,59 oraz 5,81 – średnio 5,737. Po zaokrągleniu **5,7**.

Przeprowadzone testy t-Studenta wykazały, że jeżeli wartość mianownika wskaźnika Grahama zawiera się w przedziale $\mathbf{0,2 < 0,265N_2 - O_2 < 5,7}$, to wskaźnik Grahama cechuje się dużą wiarygodnością. Można przyjąć, że z prawdopodobieństwem wynoszącym co najmniej 95% wskaźnik ten ocenia wtedy prawidłowo stan zagrożenia pożarowego.

3. Opracowanie uniwersalnej metody predykcji stanu zagrożenia pożarowego, opartej na sztucznej sieci neuronowej.

Państwowy Instytut Badawczy

POZIOM ZAGROŻENIA POŻAREM ENDOGENICZNYM WYZNACZANY PRZY POMOCY SZTUCZNEJ SIECI NEURONOWEJ

Kryteria zagrożenia pożarowego wg wskaźnika Grahama

Wskaźnik Grahama G	Sposób postępowania	Kryteria zagrożenia wg Wsk. Grahama
$0 < G \leq 0{,}0025$	Sytuacja normalna — nie występuje zagrożenie pożarowe w zrobach.	1
$0{,}0025 < G \leq 0{,}0070$	Wzmożona obserwacja atmosfery w zrobach, zwiększona częstotliwość pobierania prób powietrza.	2
$0{,}0070 < G \leq 0{,}0300$	Należy przystąpić do prac mających na celu likwidację lub ograniczenie zagrożenia przy zachowaniu normalnego ruchu w zagrożonym rejonie, przy czym plan tych prac opracowuje kierownik działu wentylacji, a zatwierdza kierownik ruchu zakładu górniczego.	3
$G > 0{,}0300$	Akcja przeciwpożarowa.	4

Do nauki sztucznej sieci neuronowej przygotowano 93 705 przypadków zawierających wyniki analiz chromatograficznych próbek powietrza pobranych ze zrobów ścianowych i zza tam izolacyjnych.

Państwowy Instytut Badawczy

POZIOM ZAGROŻENIA POŻAREM ENDOGENICZNYM WYZNACZANY PRZY POMOCY SZTUCZNEJ SIECI NEURONOWEJ

```
#Definicja ilości warstw oraz znajdujących się w nich neuronów
n_hidden_1 = 18
n_hidden_2 = 18

#Definicja modelu
def multilayer_perceptron(x, weights, biases):

    #Pierwsza warstwa ukryta - funkcja aktywacji SIGMOID
    layer_1 = tf.add(tf.matmul(x, weights['h1']), biases['b1'])
    layer_1 = tf.nn.sigmoid(layer_1)

     #Druga warstwa ukryta - funkcja aktywacji SIGMOID
    layer_2 = tf.add(tf.matmul(layer_1, weights['h2']), biases['b2'])
    layer_2 = tf.nn.sigmoid(layer_2)

    #Warstwa wyjściowa
    out_layer = tf.matmul(layer_2, weights['out']) + biases['out']

    return out_layer
```

Fragment kodu w języku Python, przy pomocy którego tworzono i szkolono sztuczne sieci neuronowe.

STAN ZAGROŻENIA POŻAROWEGO WEDŁUG WSKAŹNIKA GRAHAMA I SZTUCZNEJ SIECI NEURONOWEJ

Data	Etan C2H6 [ppm]	Etylen C2H4 [ppm]	Propan C3H8 [ppm]	Propylen C3H6 [ppm]	Acetylen C2H2 [ppm]	Tlenek węgla CO [ppm]	Tlen O2 [%]	Azot N2 [%]	Dwutlenek węgla CO2 [%]	Metan CH4 [%]	Wodór H2 [ppm]	Wskaźnik Grahama	Mianownik wskaźnika Grahama wiarygodność: 0,2 - 5,7	Stan zagrożenia według wskaźnika Grahama	* Stan zagrożenia według sztucznej sieci neuronowej
2023.01.01	446,37	0,16	8,34	0,07	0,001	87	9,12	72,08	2,29	16,51	8,1	0,0009	9,98	1	2
2023.01.02	112,66	0,10	16,07	0,14	0,001	3	10,93	69,05	3,50	16,52	109,0	0,0000	7,37	1	2
2023.01.03	0,45	0,14	0,13	0,09	0,016	104	16,09	82,43	1,47	0	4,2	0,0018	5,75	1	2
2023.01.04	554	0,29	155	0,10	0,002	340	8,32	86,97	1,32	3,32	20,2	0,0023	14,73	1	3
2023.01.05	7,53	0,03	0,23	0,02	0,002	4	20,67	78,37	0,15	0,81	2,6	0,0041	0,10	2	1
2023.01.06	500	0,21	100	0,13	0,001	196	14,44	72,12	0,88	12,48	25,3	0,0042	4,67	2	3
2023.01.07	333,34	36,52	84,32	25,68	0,102	840	6,98	89,59	3,16	0,27	14,7	0,0050	16,76	2	4
2023.01.08	0,23	0,19	0,08	0,10	0,026	142	17,70	81,56	0,74	0	3,6	0,0036	3,91	2	3
2023.01.09	185	0,01	9,88	0,01	0,002	13	20,23	76,89	0,38	2,5	2,6	0,0089	0,15	3	1
2023.01.10	61,33	2,60	10,11	1,84	0,050	1 390	12,33	74,78	2,31	10,44	500,0	0,0186	7,49	3	4
2023.01.11	453,9	22,66	87,18	11,95	1,250	4 600	8,10	90,17	0,28	0,92	87,5	0,0291	15,80	3	4
2023.01.12	123	25,20	28,3	11,40	0,752	2 607	11,41	86,83	1,14	0,2	1 400,0	0,0225	11,60	3	4
2023.01.13	32,01	0,01	1,37	0,01	0,004	4	20,17	76,14	0,15	3,54	1,0	0,0563	0,01	4	1
2023.01.14	114	0,03	3,24	0,02	0,007	14	18,84	71,15	0,34	9,66	3,8	0,0949	0,01	4	1
2023.01.15	1,79	0,47	0,44	0,27	0,008	1 357	17,68	81,82	0,36	0	8,7	0,0339	4,00	4	3
2023.01.16	366	35,00	79,4	13,80	0,434	7 000	14,11	84,80	0,52	0,57	5 800,0	0,0837	8,36	4	4

KRYTERIA ZAGROŻENIA POŻAROWEGO WEDŁUG WSKAŹNIKA GRAHAMA (SPOSÓB POSTĘPOWANIA):

1 - SYTUACJA NORMALNA | 2 - WZMOŻONA OBSERWACJA | 3 - PRACE PROFILAKTYCZNE | 4 - AKCJA PRZECIWPOŻAROWA

* Proponuje się, żeby wyżej wymienione sposoby postępowania zastosować do kryteriów zagrożenia wynikających z predykcji sztucznej sieci neuronowej

Państwowy Instytut Badawczy

Państwowy Instytut Badawczy

DZIĘKUJĘ ZA UWAGĘ

HR EXCELLENCE IN RESEARCH

VICTAULIC
STACJE REDUKCJI CIŚNIENIA

REDUKCJA OD 250 BAR DO DOWOLNIE WYBRANEGO



- Stała redukcja ciśnienia niezależnie od poboru wody
- Stacja z filtrem, zaworem redukcyjnym i bezpieczeństwa
- Budowa stacji pod zamówienie
- Praca stacji w pionie i poziomie
- Prosty montaż i serwis
- Małe wymiary stacji
- Praca w trudnych i zasolonych warunkach



https://www.victaulic.com/mining/

AD-19650 REV A 02/2023

© 2023 VICTAULIC COMPANY. WSZELKIE PRAWA ZASTRZEŻONE.

Victaulic®

Natural flood management: working to restore floodplains and intercepting water in river catchments

Dr Anne Wheeler, FRGS (February 2024)

Flooding

- Floods will always occur, and we have to manage the risk in order to:
- Reduce the risk to people's lives, health and well-being
- Protect infrastructure and properties at risk
- Reduce the economic impact
- Protect the rural economy and environment, and retain food security

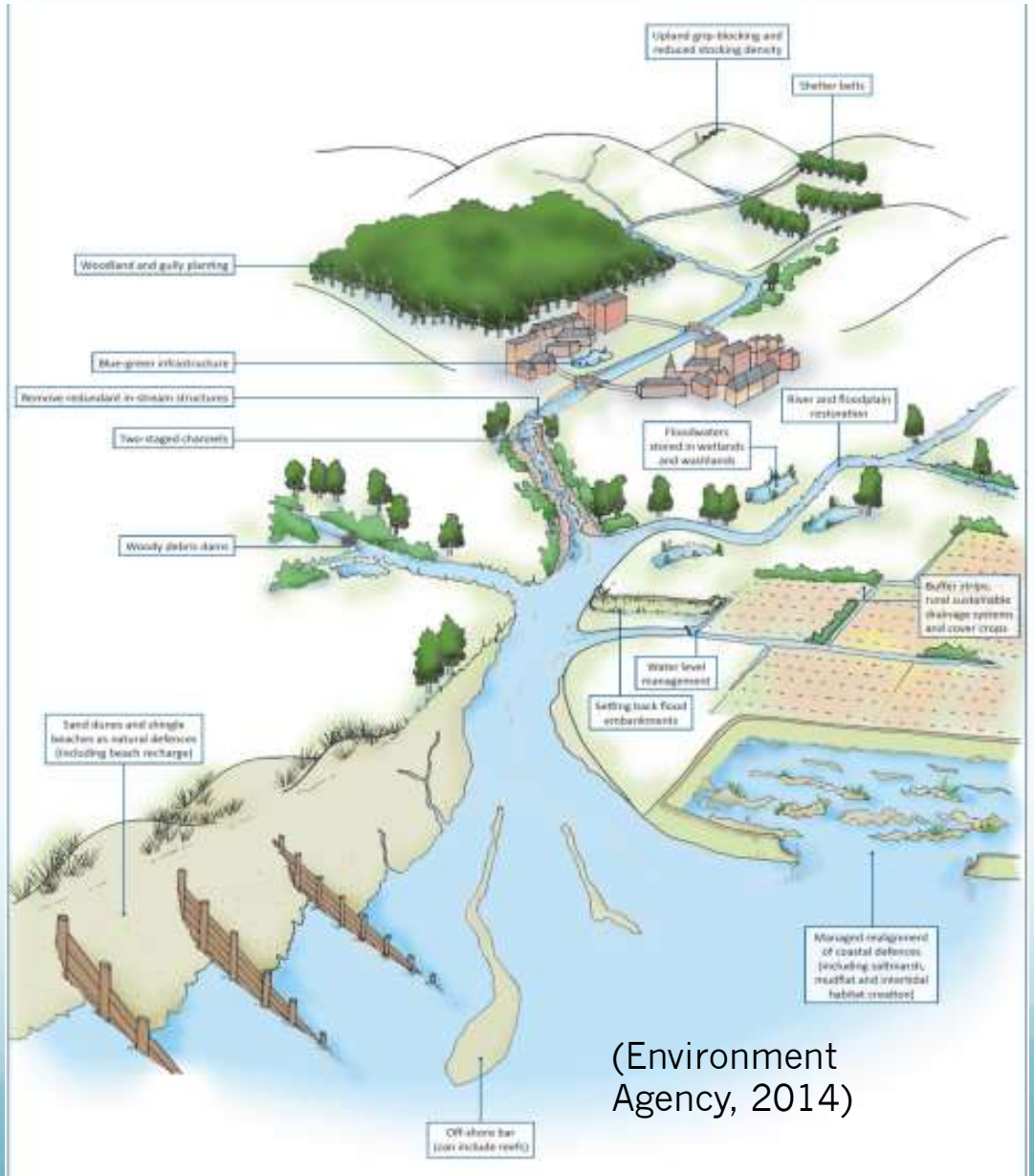
Flood Risk Management

- Always a place for traditional engineered flood alleviation schemes and it is an essential part of flood defence
- Major schemes still funded by the UK government
- “We need our land, upstream of flood risk areas, to hold on to rainwater for longer and release it more gradually into our rivers to reduce peak flows during storm events.” Joe Pimlett, CEO of the Severn Rivers Trust, The Guardian, Jan 2024
- National acknowledgement that we need to **work with natural processes** to reduce flooding, i.e. natural flood management (NFM)

Why NFM?

- Natural solutions include:
  - Slowing the flow
  - Making space for water
  - Diverting the flow
  - Aiding water infiltration
- Cost effective solutions both in the cost of resources and maintenance
- Individually interventions make small differences, but added together they can have increased effect
- Encourages working in partnership

Catchment-based approach



(Environment Agency, 2014)



Large woody debris dams (l) and flow deflectors (r)



Flow deflector and scrape (r)



Timber and brushwood in seasonal gullies (r)



Photos courtesy of Chris Uttley, Stroud Council and Alastair Driver, EA

Does it work?

- Comparing 2 similar events in the Slad Valley, both with ~36mm of rainfall in 12 hours (Slad Road Rain Gauge)
- 21 March 2012: Peak 1.86m – with flooding
- 9 March 2016: Peak 0.35m – no flooding

9 March 2016





Eurasian Beaver (Castor fiber) reintroduction

- Ecosystem engineers
- Create new ponds, wet woodlands and wetlands
- Study in Cornwall from 2017
  - Increased surface water storage
  - Water movement through site increased to an hour from 15 minutes
  - Peak flow after heavy rain reduced by 30%
- Drought tolerant areas





https://www.geograph.org.uk/photo/1452003

Cornwall Beaver Project (2022)

Rural floodplains

In October 2023 the Environment Agency completed work re-routing the Ash Brook and the creation of 1.5 hectares of wetland habitat at the Coppice Leasowes nature reserve in Shropshire, UK. The joint project with Church Stretton Council and Network Rail improves biodiversity and reduces flooding risk to upstream residents.

https://twitter.com/i/status/1753392860807008523



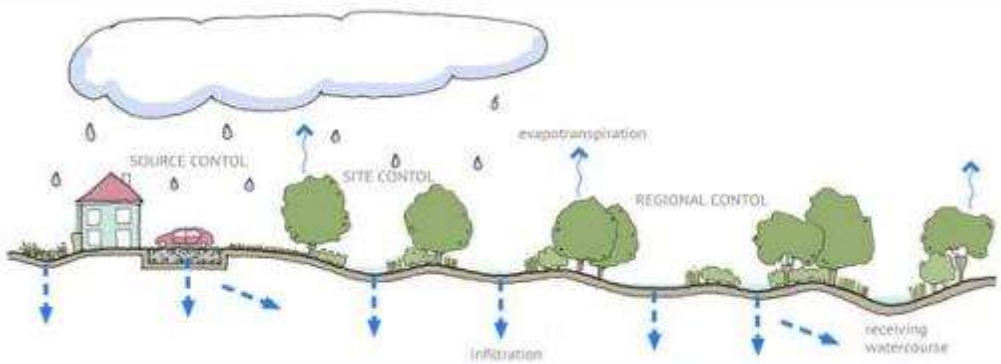
https://www.churchstretton-tc.gov.uk/2023/09/work-begins-at-coppice-leasowes/



EA, 2023

Benefits include, making space for water, slowing flow, reducing peak flow,

Urban examples









Opportunities in post-industrial landscapes

- Natural regeneration of woodland, or planting of native trees, and other vegetation – aiding infiltration, reducing runoff and sediment inputs to water courses.
- Creating wetland areas to retain water in times of high rainfall. Wet woodland ecosystems can have high biodiversity.
- Areas of subsidence provide opportunities for open water and water retention.
- Benefits for flood alleviation AND drought amelioration.

Benefits of NFM

- Reducing flood risk in a sustainable manner (i.e. in terms of cost efficiency, social equity and environmental quality)
- Providing opportunities for local stakeholder engagement and community participation
- Conserving, creating and restoring habitats (in rural and urban areas)
- Enhancing biodiversity
- Capturing carbon
- Reducing excessive sediment inputs or managing sediment more sustainably
- Improving water quality (after EA, 2014)

Importance of Partnerships

- This is will be probably one of the most important aspects of flood risk management into the future – both for funding, capital works, NFM and maintenance.
- Building partnerships is a key to NFM:
  - Agencies, e.g. Highways Agency, Natural England, Forestry Commission, Coal Authority, etc.
  - Other NGOs, e.g. National Trust, Historic England, Wildlife Trusts, Rivers Trusts, etc.
  - Landowners, planners and housing developers
  - Industries, contractors and consultancies
  - Communities – key element to be considered

Successful NFM

- Integrated initiatives
- Multi-functional initiatives (an ecosystem services approach can aid identification of multiple benefits)
- Sustainable and resilient projects
- Working with stakeholders, e.g. landowners, farmers, appropriate agencies and the local community
- Engaging with local communities in partnership
- Good communication, including using accessible and appropriate language (not very technical or scientific language)
- Valuing and respecting alternative perspectives

References

- UK Parliament Post. POSTNOTE 623 May 2020 Natural Mitigation of Flood Risk
- Stroud Valleys NFM Project: https://www.stroud.gov.uk/environment/flooding-and-drainage/stroud-valleys-natural-flood-management-project
- Cornwall Beaver Project: https://www.cornwallwildlifetrust.org.uk/what-we-do/our-conservation-work/on-land/cornwall-beaver-project
- Beaver Trust: https://beavertrust.org

SEP 2024

Analiza odkształceniowa i analiza nacisków powierzchniowych współpracujących ogniw łańcuchowych przy nominalnym obciążeniu

Mgr inż. Mateusz Wójcicki
Dr hab. inż. Jarosław Tokarczyk prof. ITG KOMAG
ITG KOMAG

Dr hab. inż. Andrzej N. Wieczorek, prof. PŚ
Politechnika Śląska w Gliwicach



Plan prezentacji

1. Wstęp
2. Model geometryczny
3. Model obliczeniowy
4. Warunki brzegowe
5. Wyniki symulacji
6. Podsumowanie

Model geometryczny



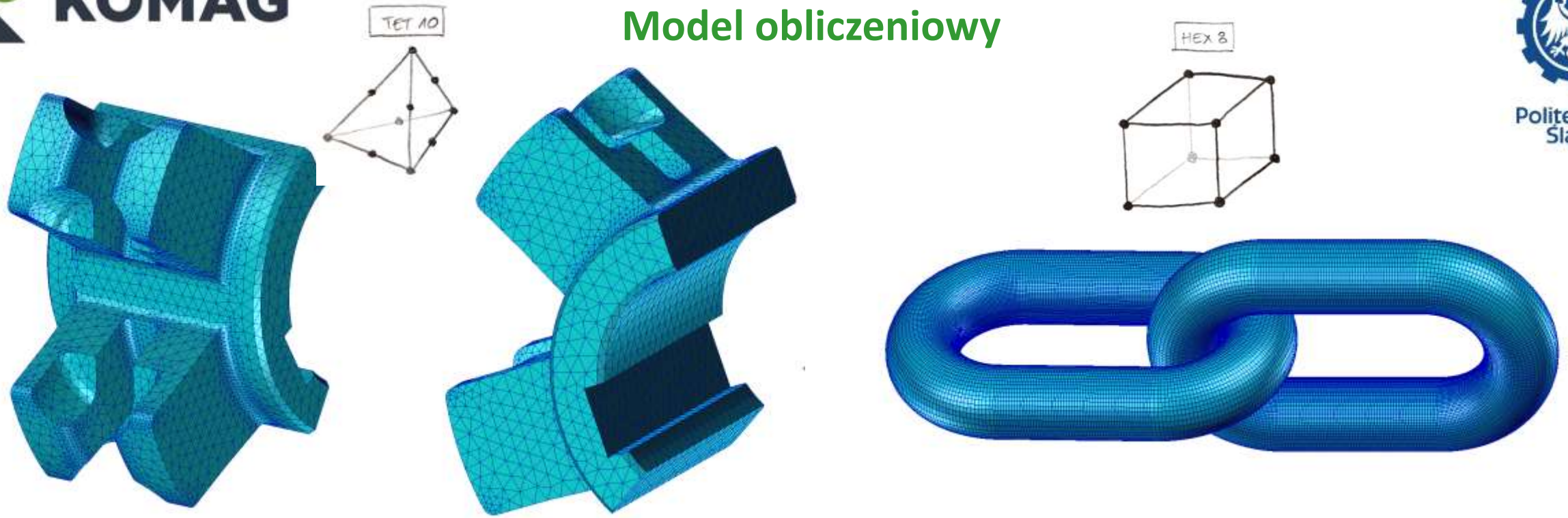




Przestrzenny model geometryczny opracowany został w środowisku Autodesk INVENTOR i stanowił podstawę do utworzenia modelu obliczeniowego. Składał się z:

- gwiazdy napędowej
- jednej pary ogniw o wymiarach 14x50.

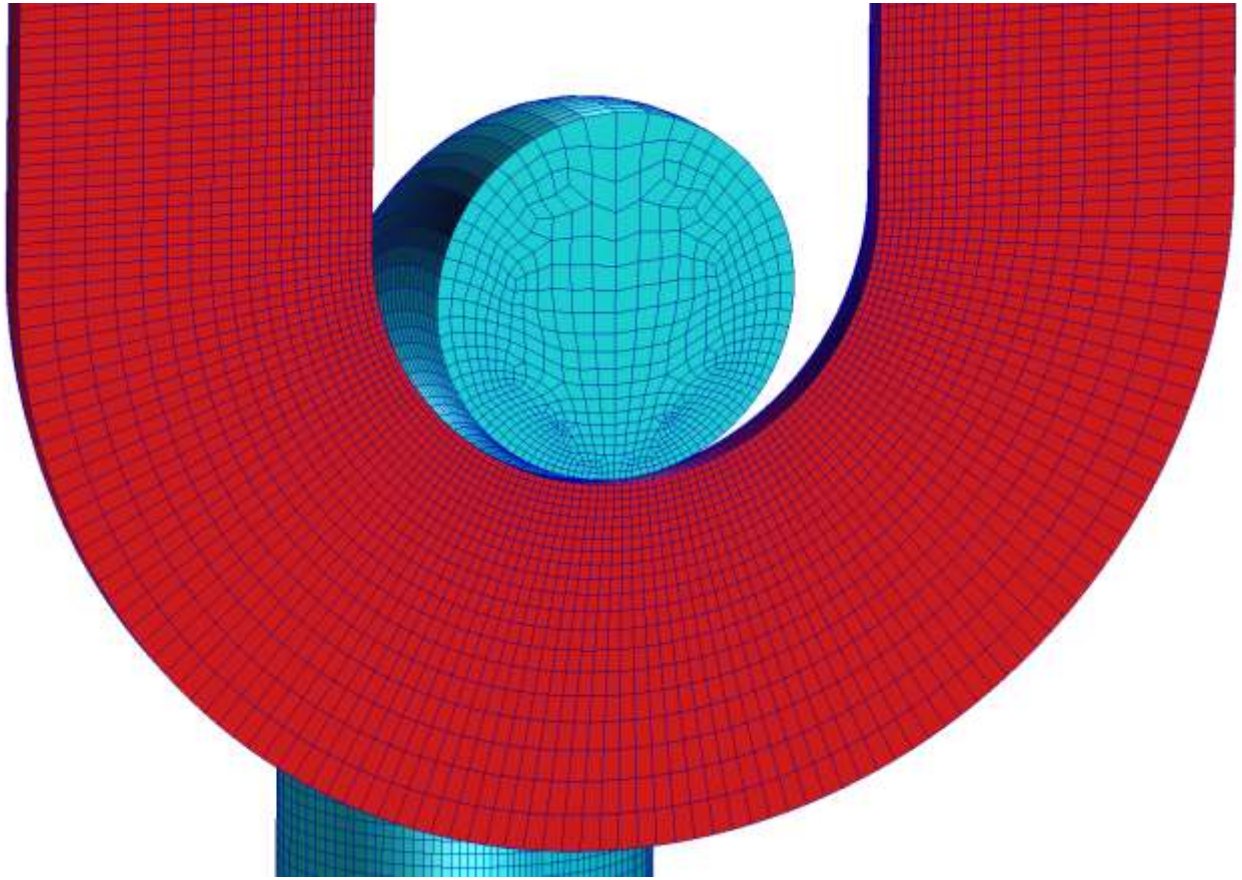
Model obliczeniowy



Model geometryczny przeniesiono do środowiska preprocesora Patran. Model ten poddano dyskretyzacji i utworzono siatkę elementów skończonych, składającą się z:

- 533 tys. węzłów,
- 69 tys. elementów skończonych TET10 – gwiazda napędowa (wycinek 1/3 modelu geometrycznego),
- 40,4 tys. elementów skończonych HEX8 – dwa ogniwa łańcucha. Elementy HEX8 są wydajniejsze oraz umożliwiają uzyskanie wyników o jakości wyższej niż elementy TET10, w szczególności w zadaniach nieliniowych (zjawiska kontaktu oraz duże odkształcenia).

Model obliczeniowy



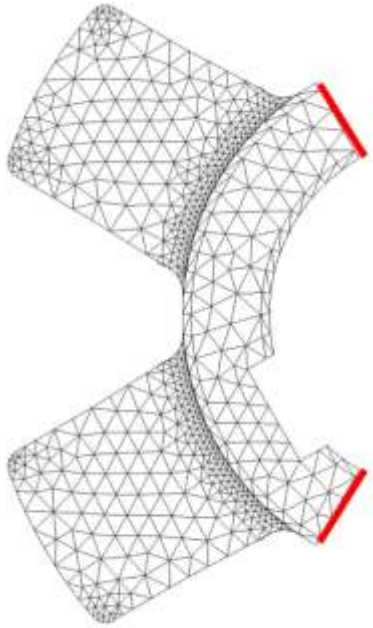
Zwiększenie liczby elementów HEX8 w strefie kontaktu.

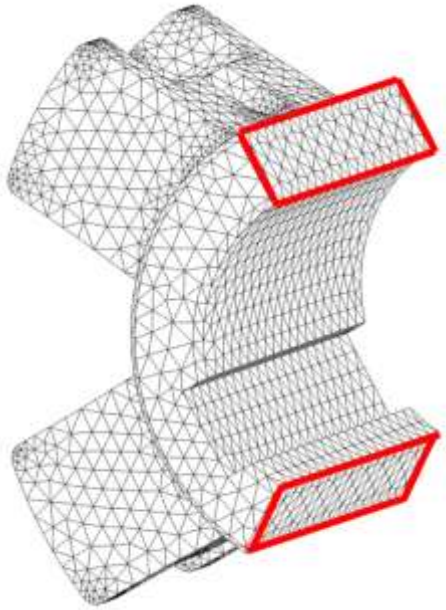
Model materiału

	Stal klasy C[1]
Moduł Younga [Pa]	$2{,}05 \times 10^{11}$
Liczba Poissona [-]	0,3
Granica plastyczności [MPa]	700
Wytrzymałość na rozciąganie [MPa]	850
Wydłużenie względne przy obciążeniu rozrywającym [%]	14

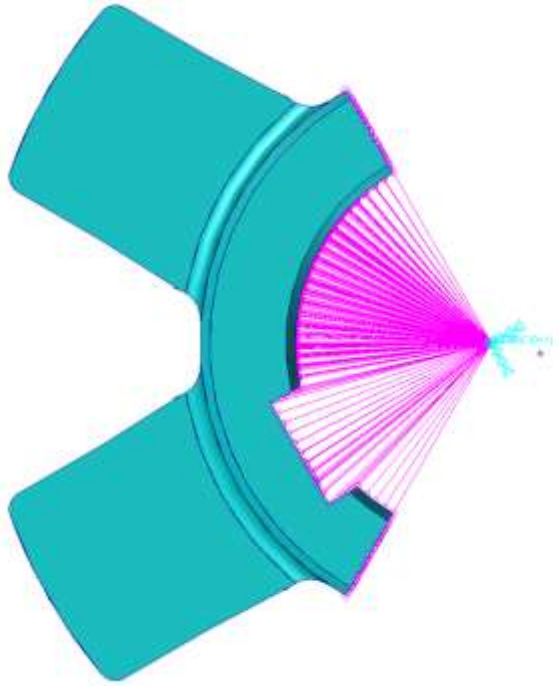
[1] https://www.fasing.pl/grupy_produktow

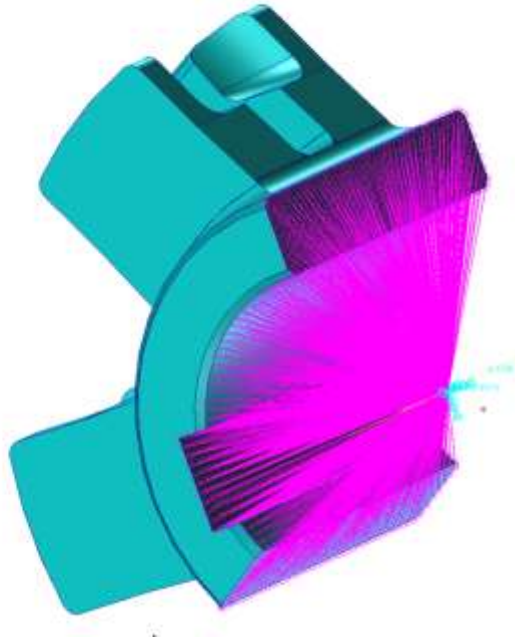
Warunki brzegowe





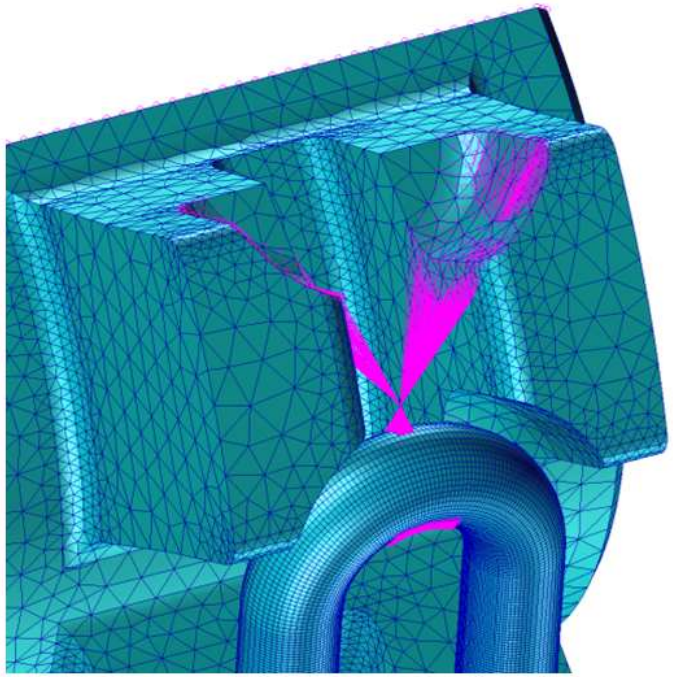
Sposób utwierdzenia gwiazdy napędowej uwzględniający pozostałą, nieobjętą modelem obliczeniowym resztę osiowosymetryczną

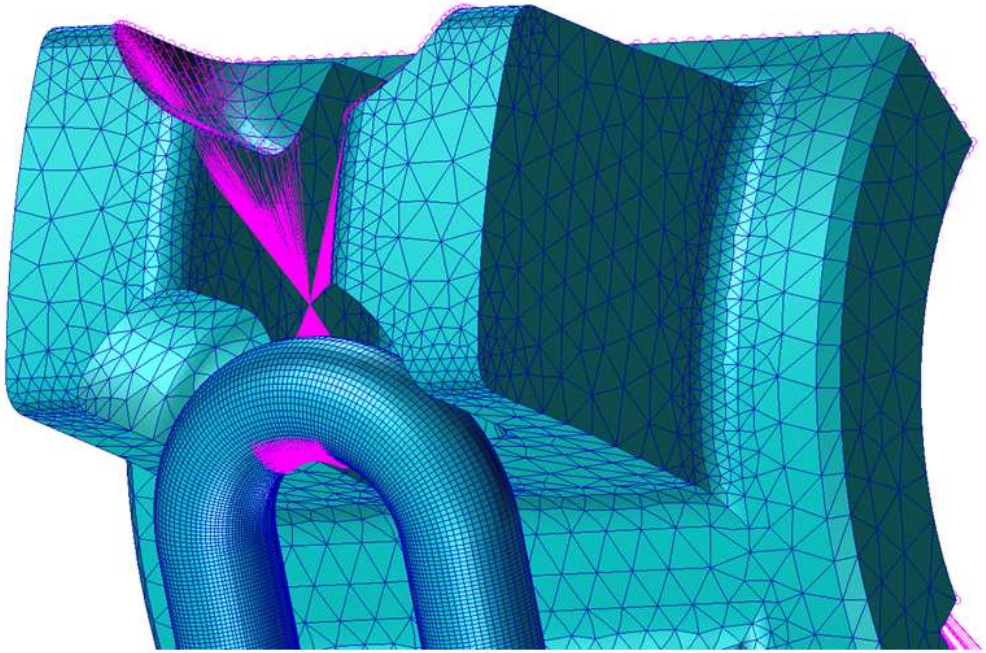




Rotacja gwiazdy napędowej wokół osi obrotu – rotacja stanowiła wymuszenie przemieszczeniem o wartości odpowiadającej wydłużeniu względnemu pary ogniw przy obciążeniu rozrywającym i wyniosła 0,17 rad – wydłużenie względne o wartości 14% odpowiada wydłużeniu pary ogniw o 14 mm

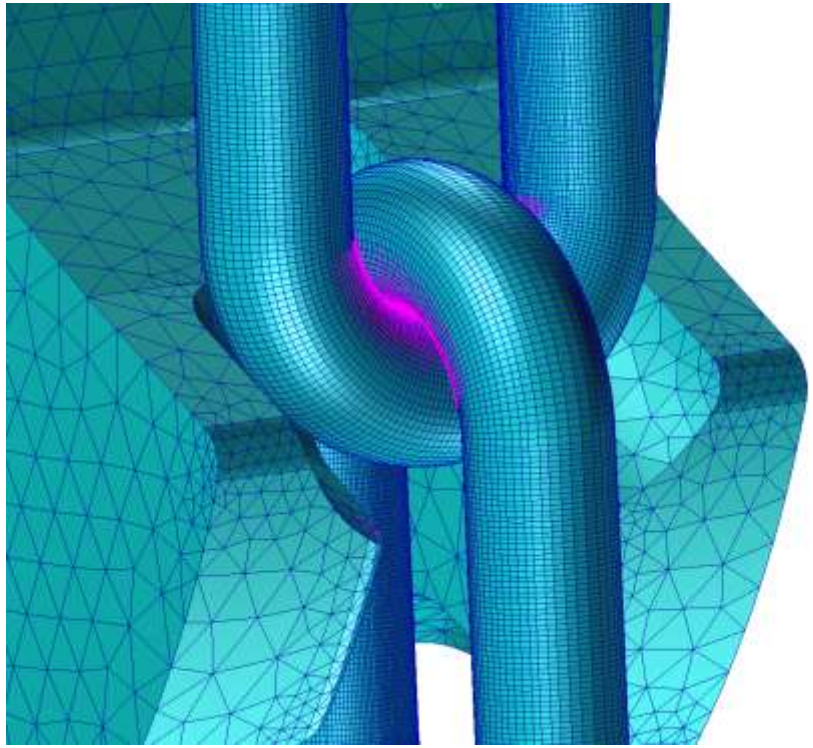
Warunki brzegowe



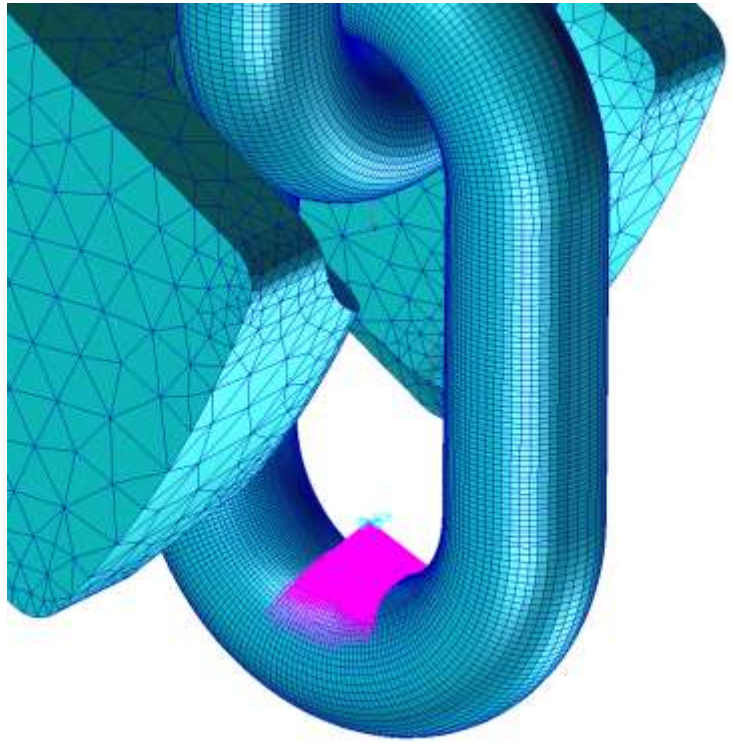


Powiązanie gwiazdy napędowej z ogniwem łańcucha – w celu wymuszenia przemieszczenia ogniwa łańcucha (ogniwo górne), zgodnego z przemieszczającą się gwiazdą napędową, zastosowano elementy zastępcze typu MPC RBE2. Za pomocą tych elementów powiązano węzły gwiazdy
i ogniwa,

Warunki brzegowe

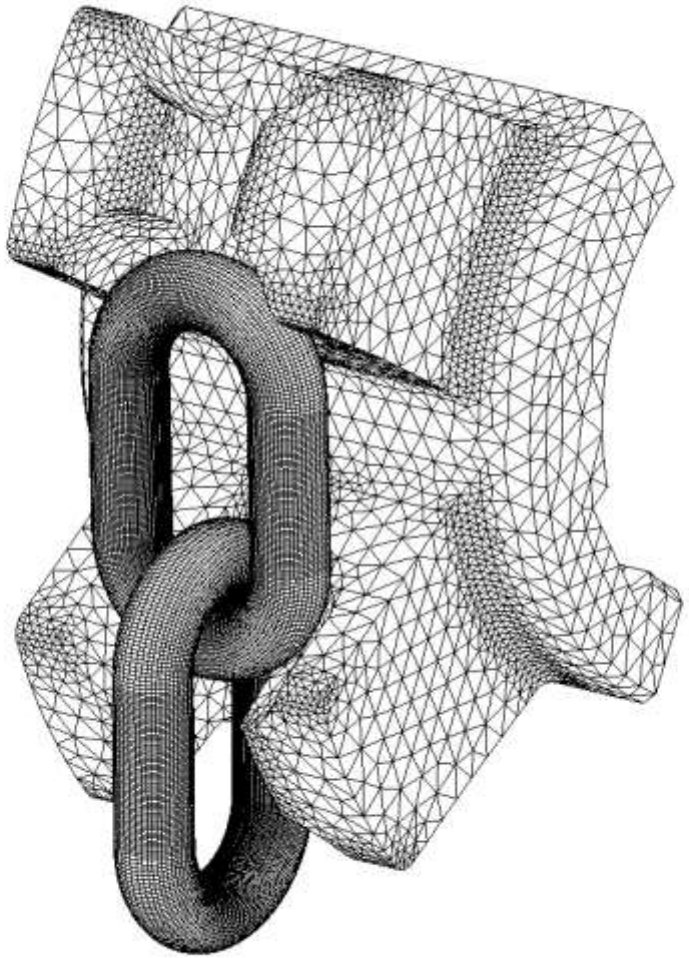


Kontakt pomiędzy elementami złożenia – na powierzchni ogniw oraz gwiazdy napędowej zastosowano kontakt przestrzenny, (współczynnik tarcia μ = 0,1)

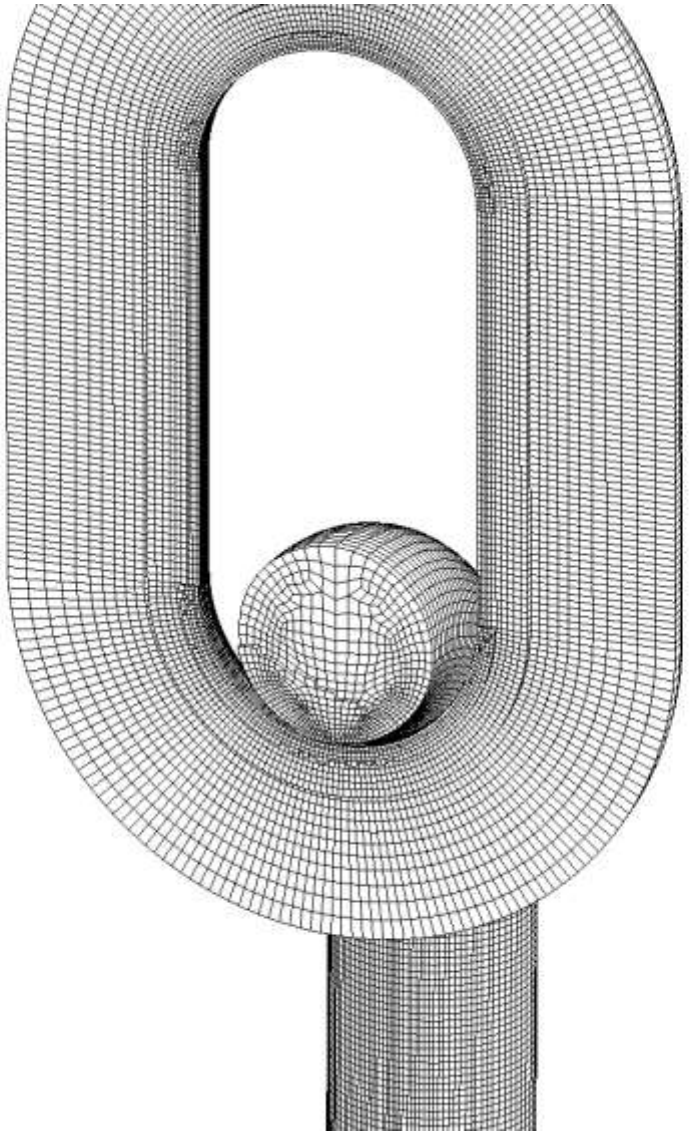


Utwierdzenie dolnego ogniwa – w celu odwzorowania współpracy ogniwa z kolejnymi ogniwami, zastosowano element zastępczy MPC RBE2, umożliwiający uzyskanie podparcia powierzchniowego, przy jednoczesnej możliwości monitorowania wartości reakcji w jednym węźle

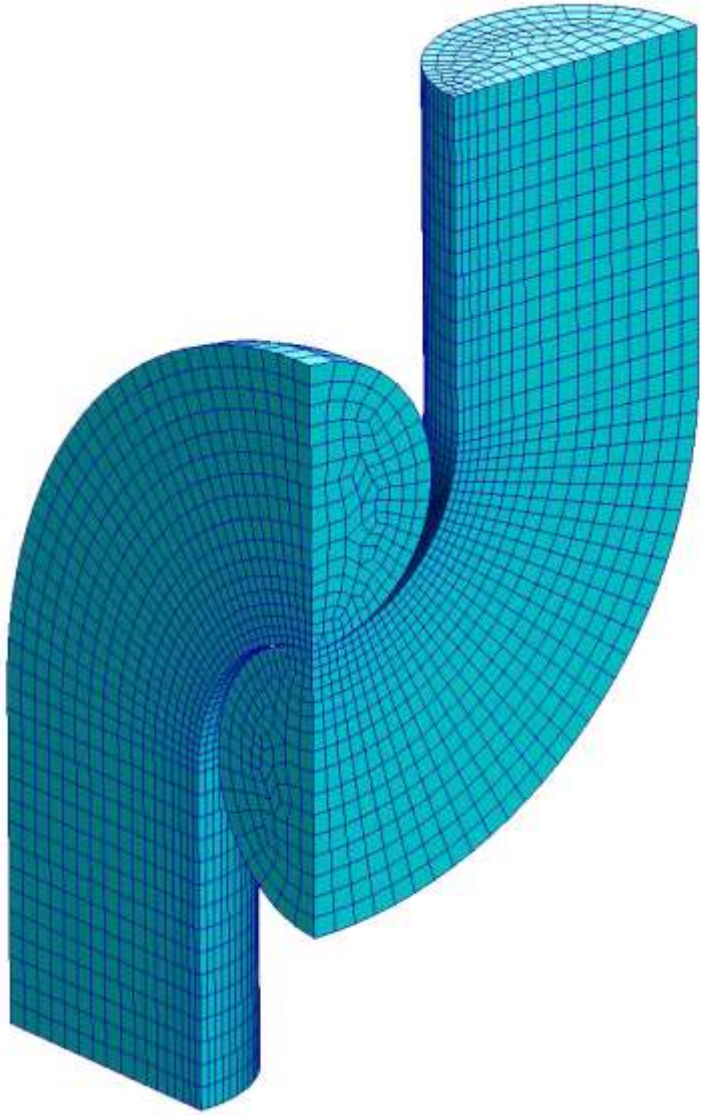
Wyniki obliczeń – symulacja



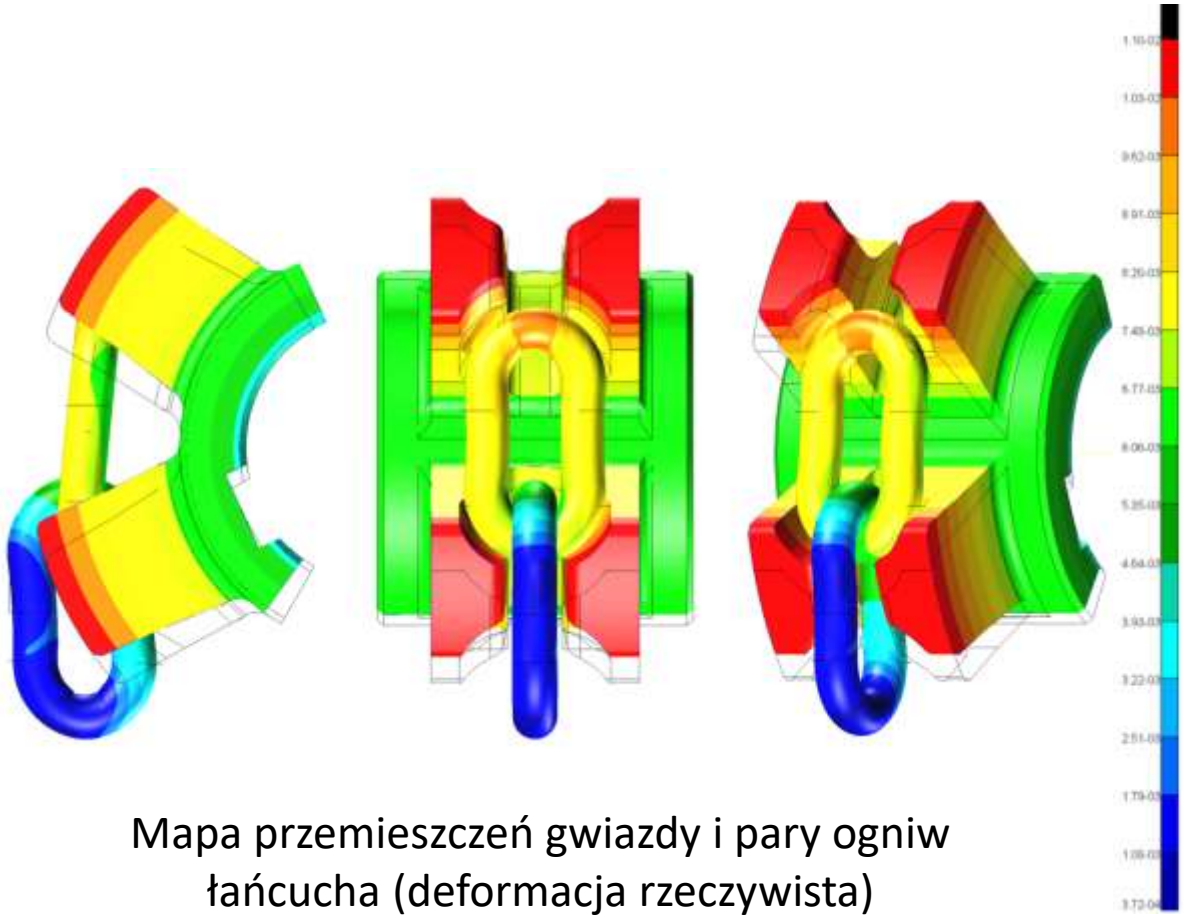
Wyniki obliczeń – symulacja



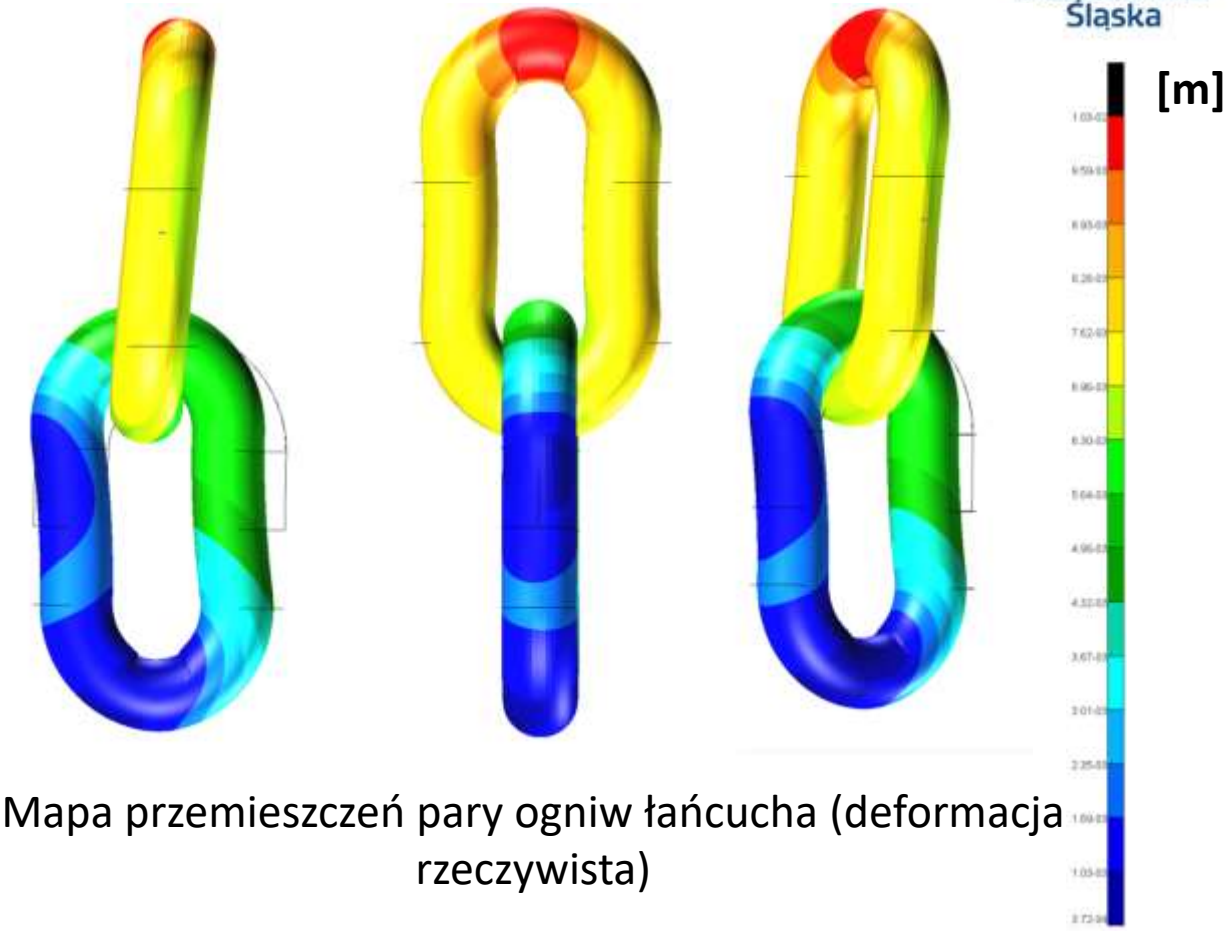
Wyniki obliczeń – symulacja



Wyniki obliczeń - przemieszczenia

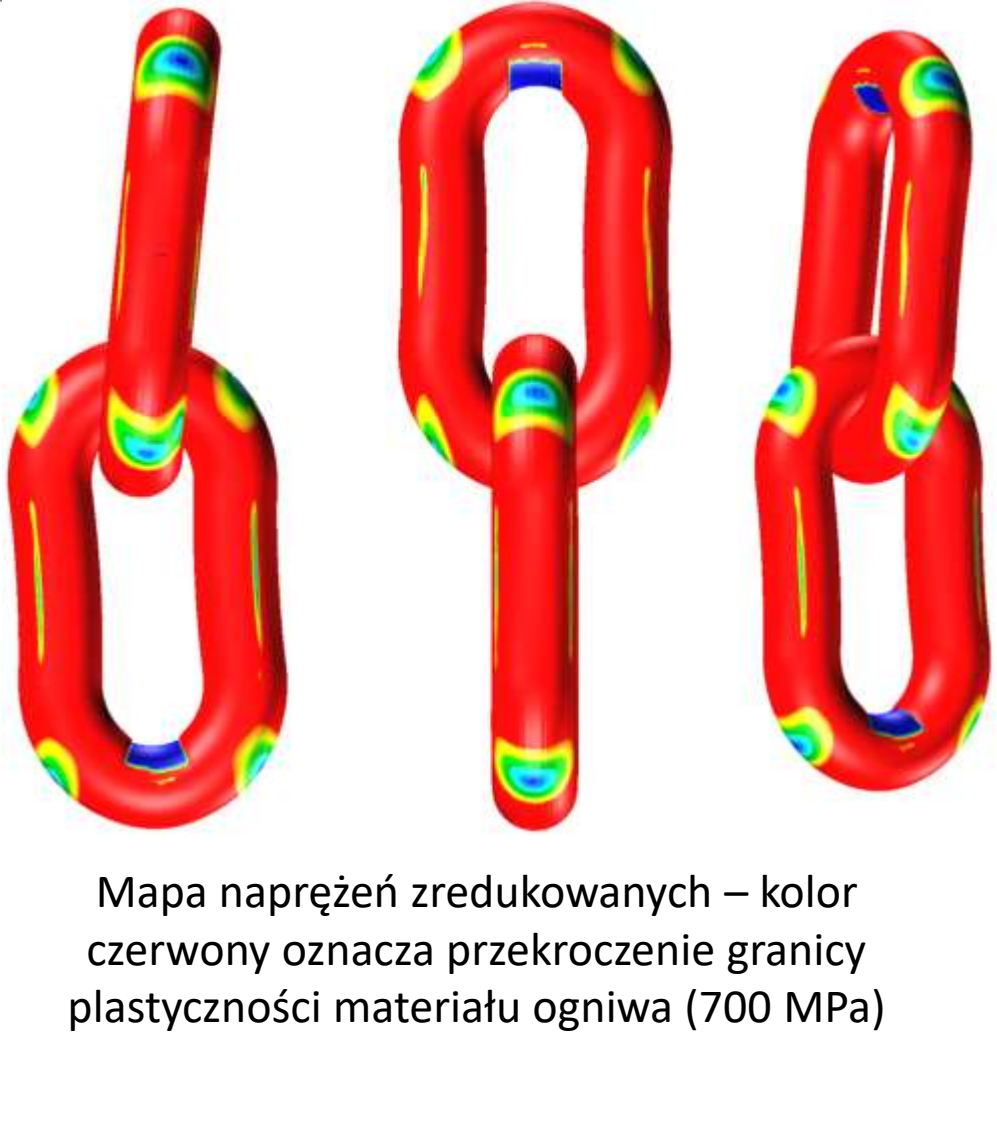


Mapa przemieszczeń gwiazdy i pary ogniw łańcucha (deformacja rzeczywista)

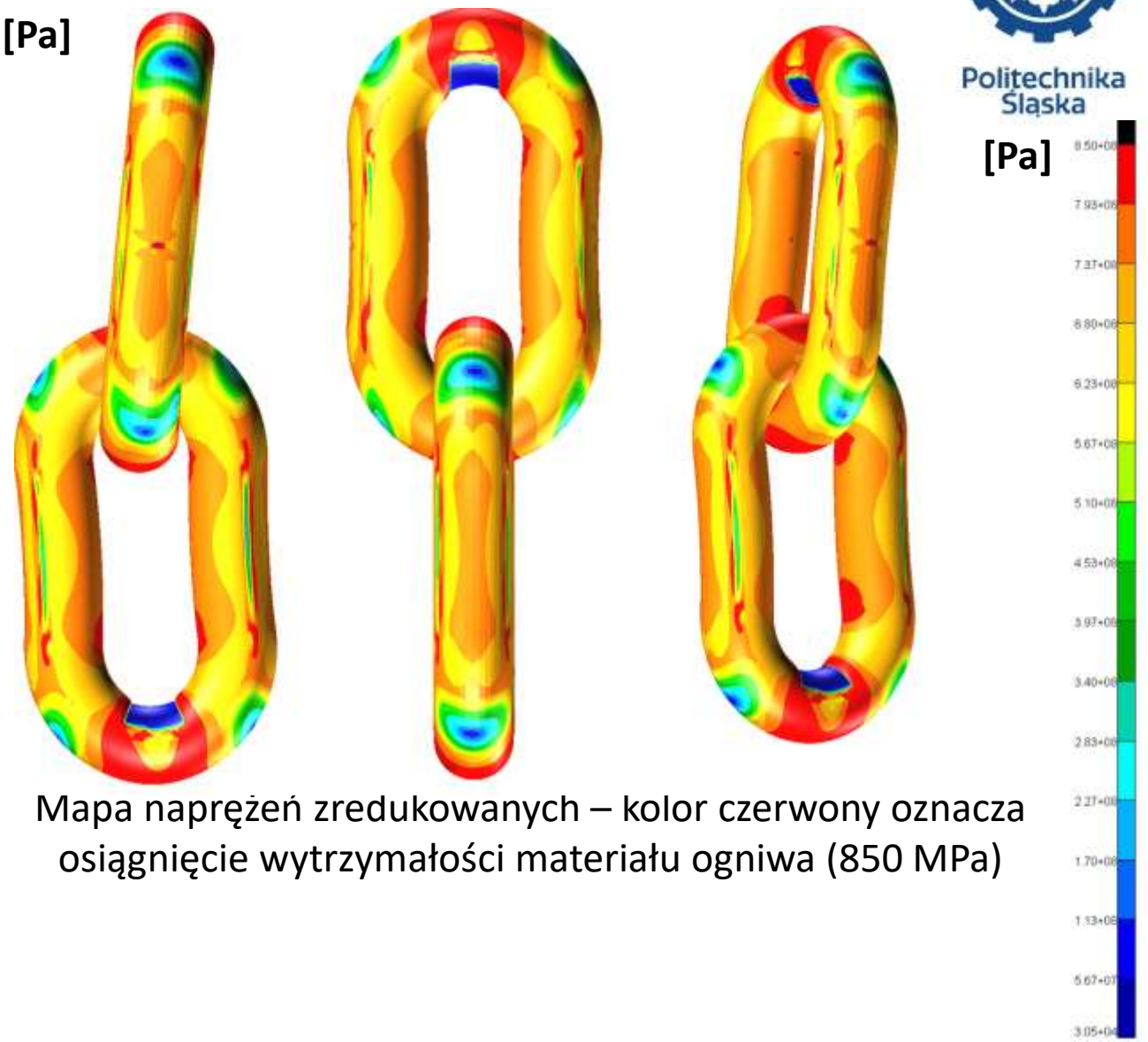


Mapa przemieszczeń pary ogniw łańcucha (deformacja rzeczywista)

Wyniki obliczeń - naprężenia

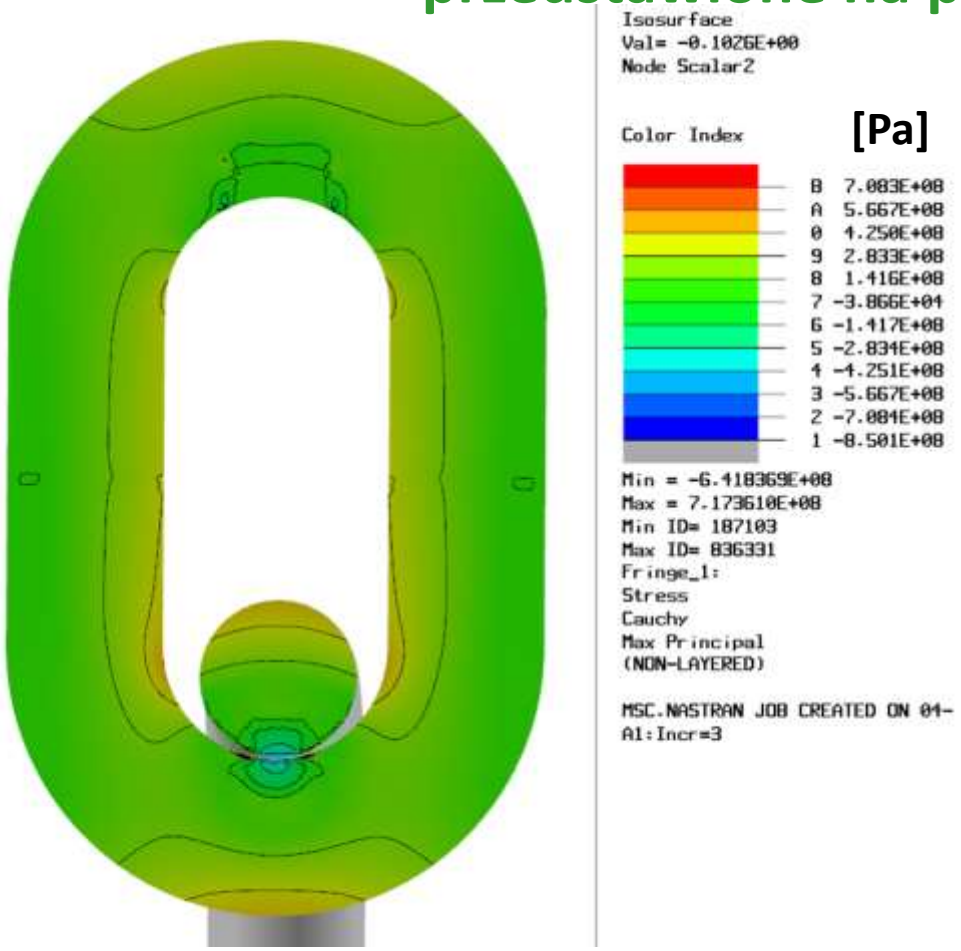


Mapa naprężeń zredukowanych – kolor czerwony oznacza przekroczenie granicy plastyczności materiału ogniwa (700 MPa)

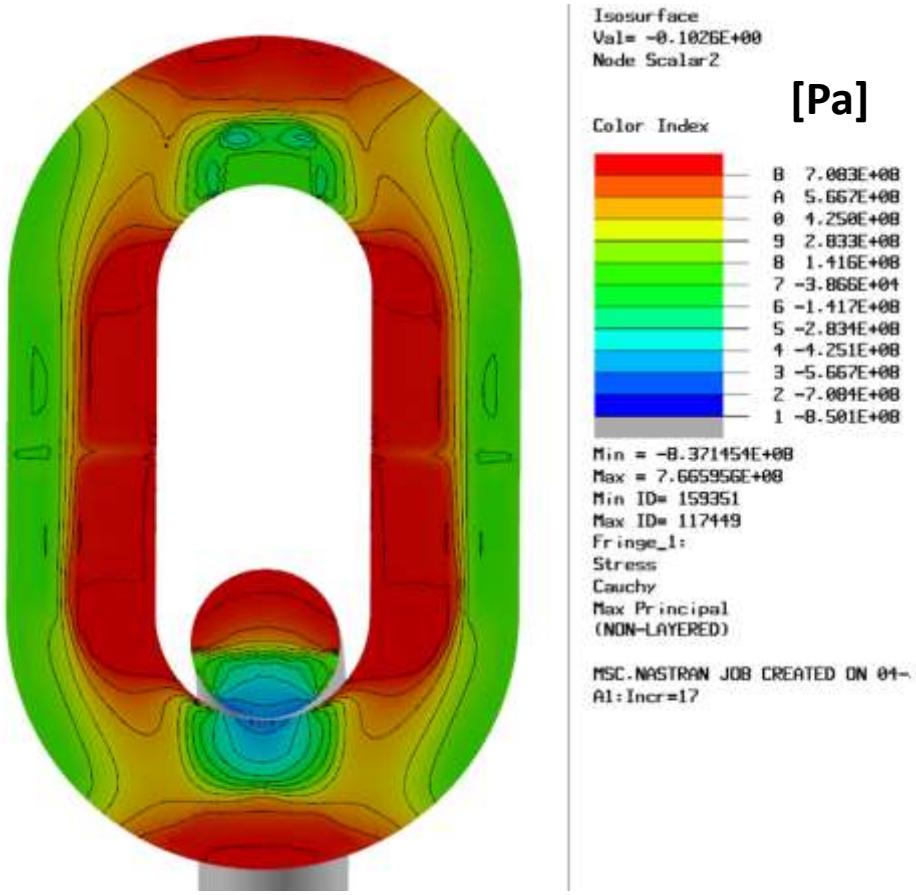


Mapa naprężeń zredukowanych – kolor czerwony oznacza osiągnięcie wytrzymałości materiału ogniwa (850 MPa)

Wyniki obliczeń – naprężenia przedstawione na przekroju wzdłużnym pary ogniw

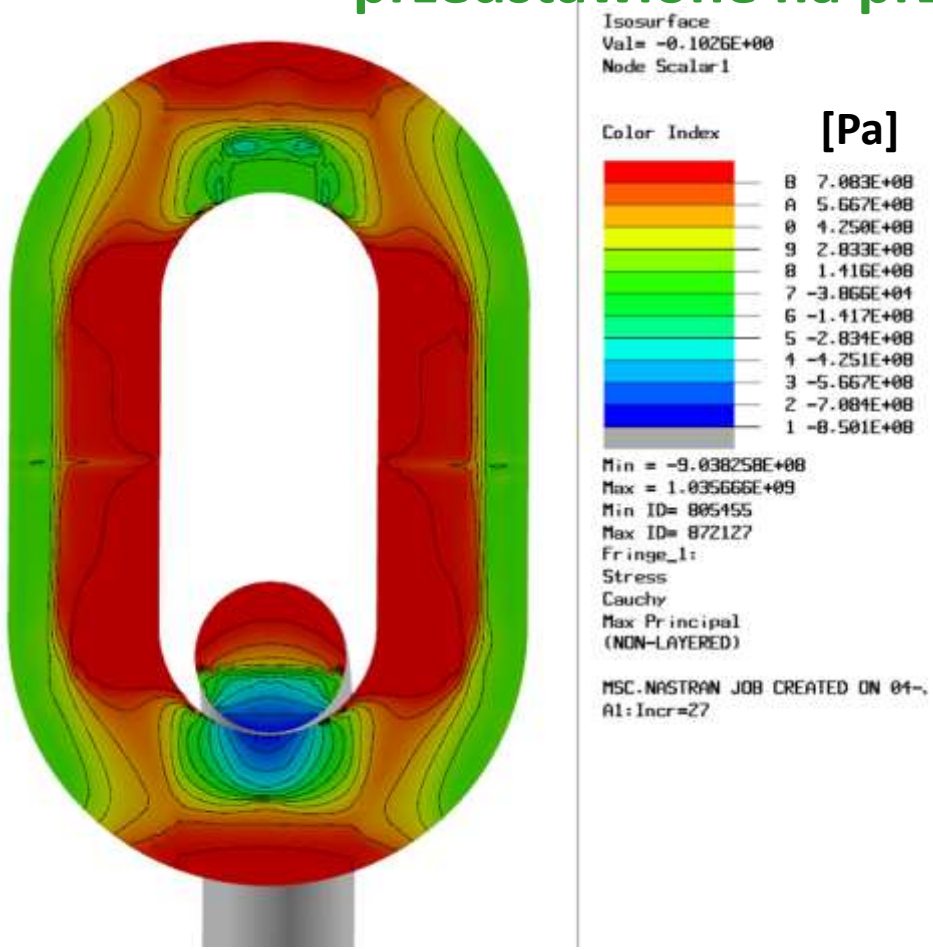


Mapa naprężeń głównych wywołanych siłą rozciągającą odpowiadającą 0,7% wydłużenia ogniwa łańcuchowego

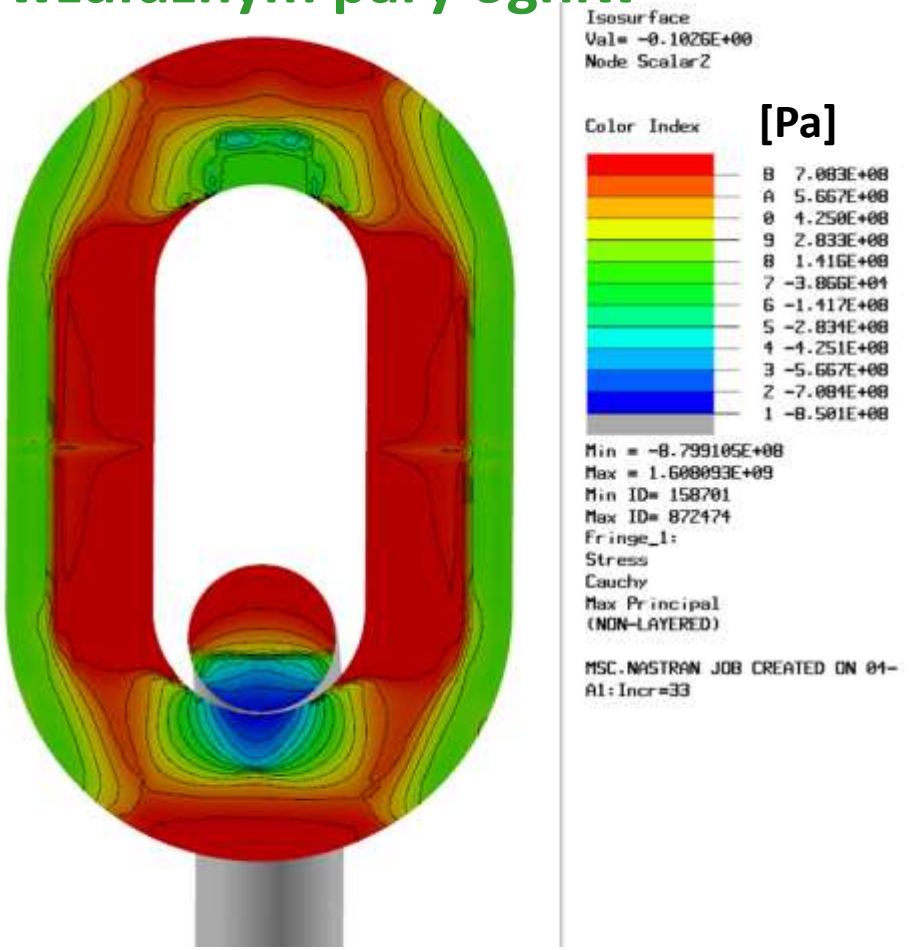


Mapa naprężeń głównych wywołanych siłą rozciągającą odpowiadającą 3,5% wydłużenia ogniwa łańcuchowego

Wyniki obliczeń – naprężenia przedstawione na przekroju wzdłużnym pary ogniw



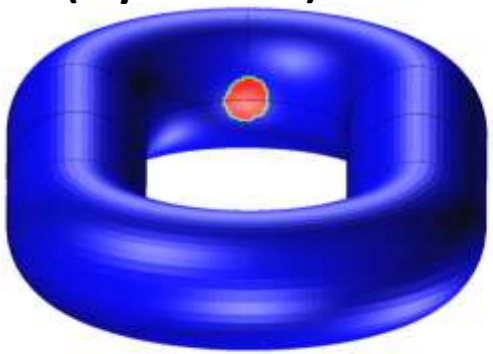
Mapa naprężeń głównych wywołanych siłą rozciągającą odpowiadającą 7% wydłużenia ogniwa łańcuchowego



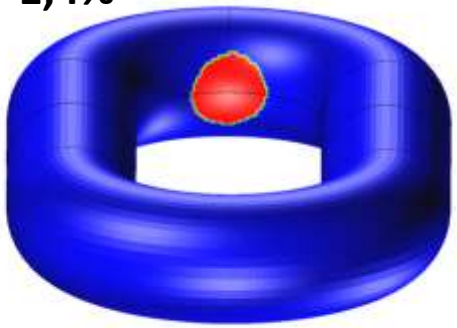
Mapa naprężeń głównych wywołanych siłą rozciągającą odpowiadającą 14% wydłużenia ogniwa łańcuchowego

Wyniki obliczeń – kontakt między ogniwami

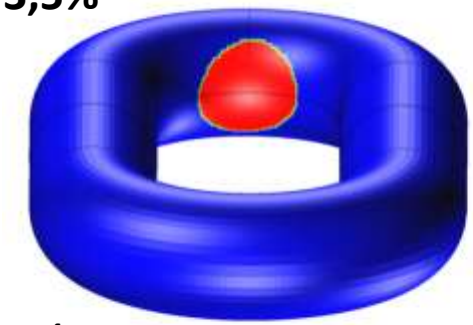
0,7%(wydłużenia)



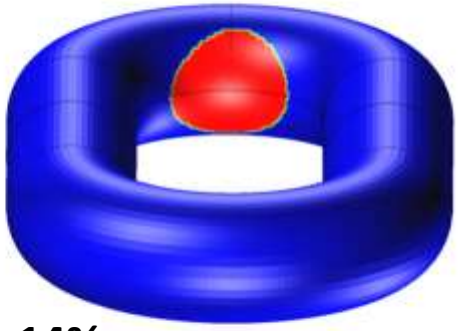
1,4%



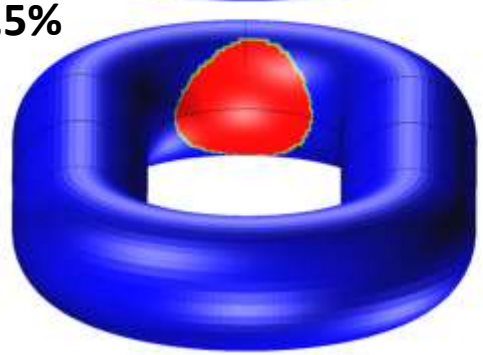
3,5%



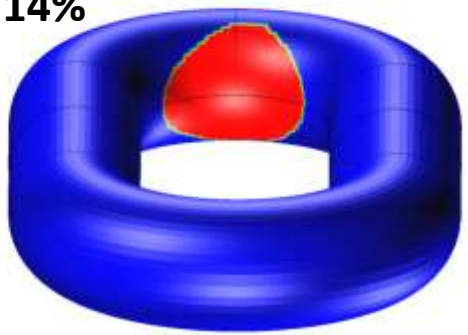
7%



10,5%



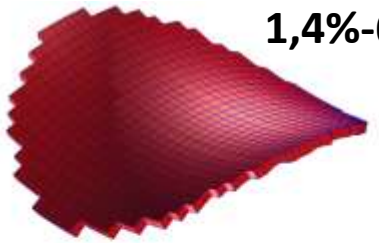
14%



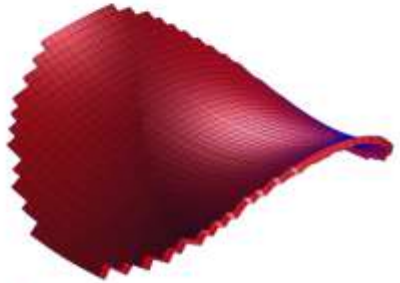
0,7%-19mm²



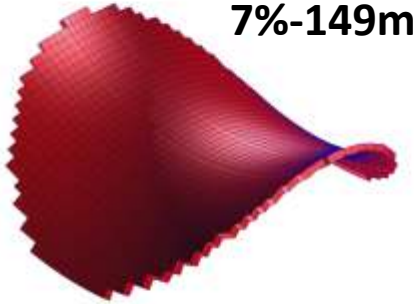
1,4%-60mm²



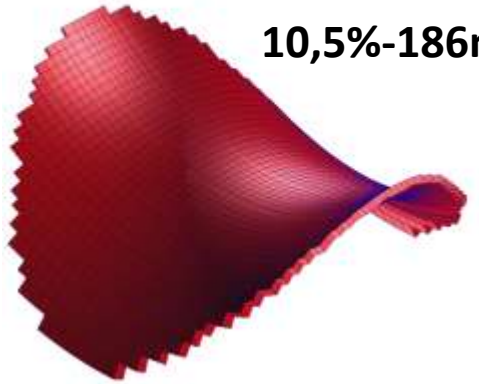
3,5%-115mm²



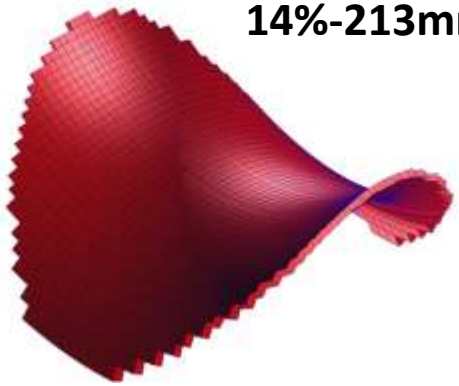
7%-149mm²



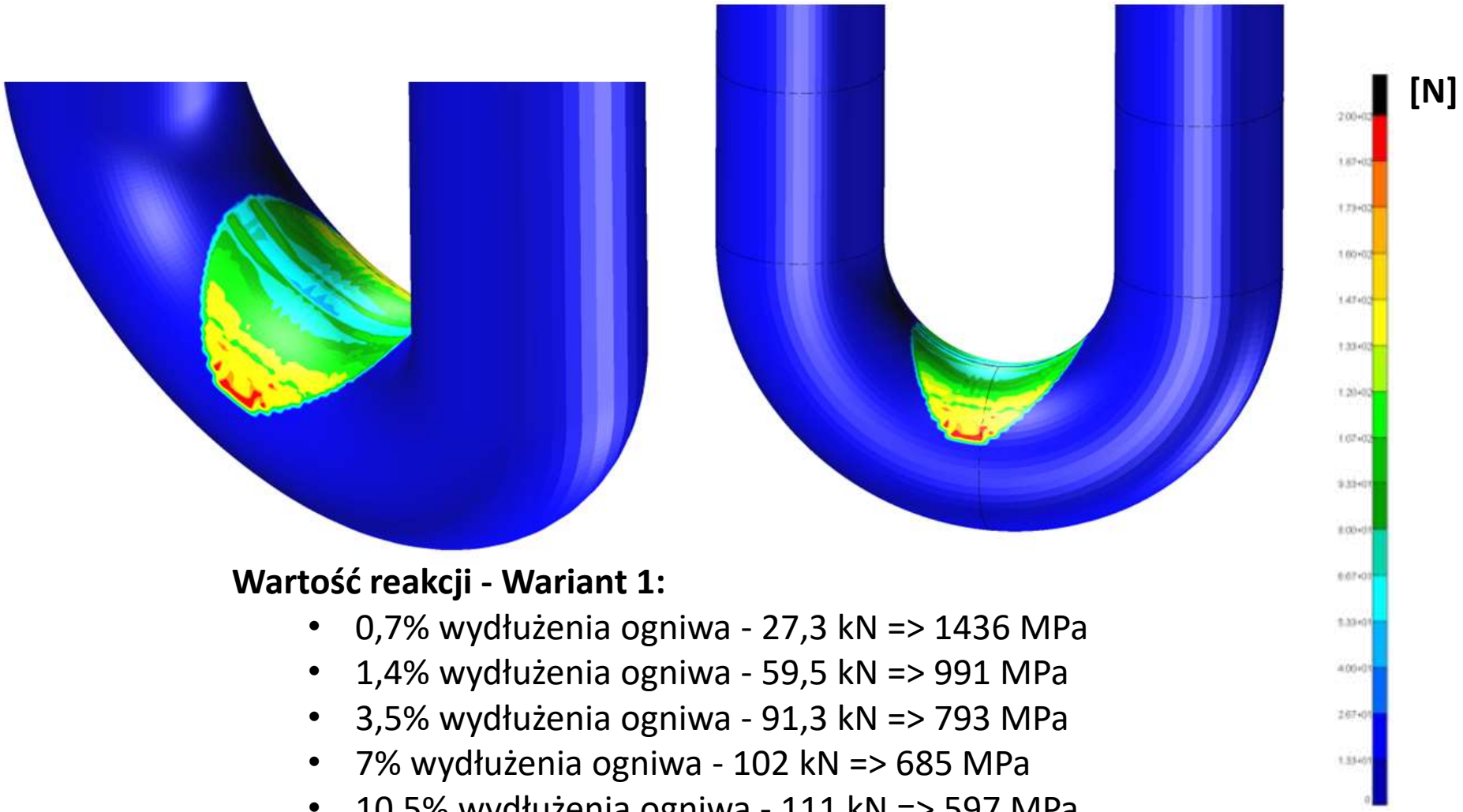
10,5%-186mm²



14%-213mm²



Wyniki obliczeń – naciski powierzchniowe



Wartość reakcji - Wariant 1:

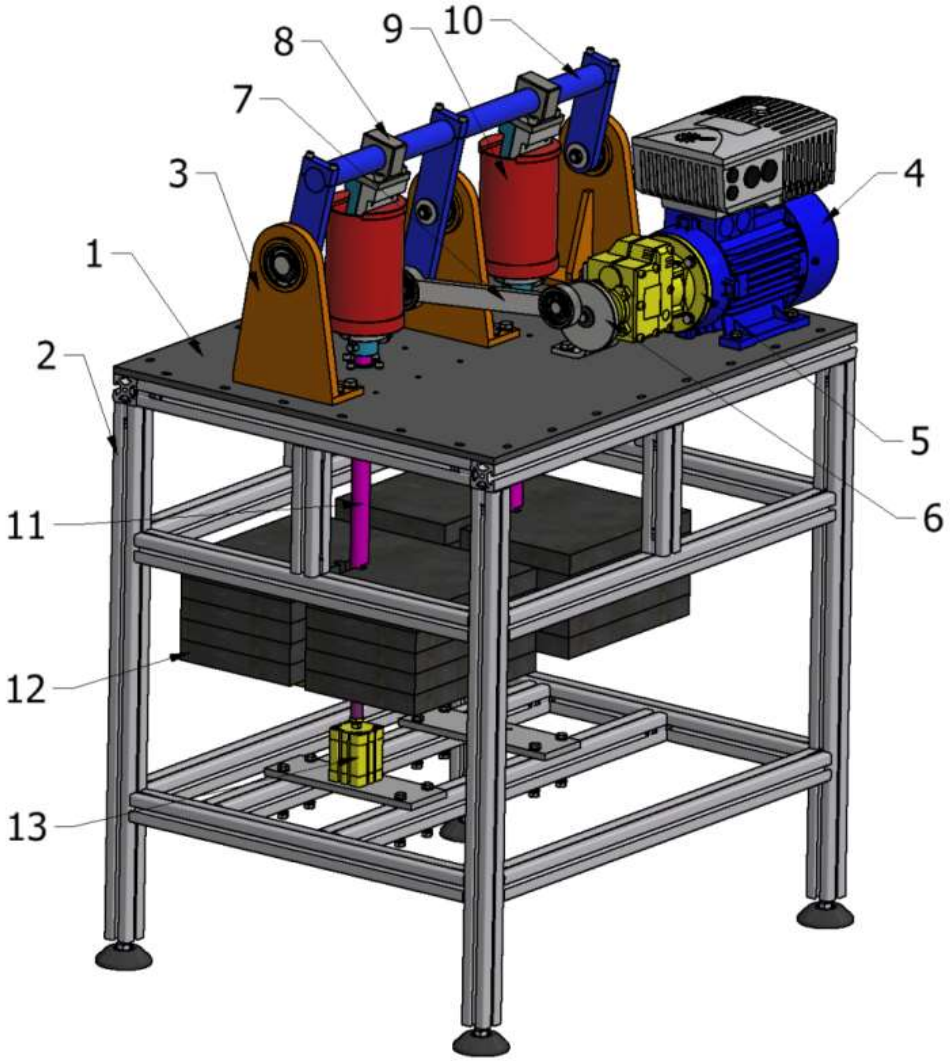
- 0,7% wydłużenia ogniwa - 27,3 kN => 1436 MPa
- 1,4% wydłużenia ogniwa - 59,5 kN => 991 MPa
- 3,5% wydłużenia ogniwa - 91,3 kN => 793 MPa
- 7% wydłużenia ogniwa - 102 kN => 685 MPa
- 10,5% wydłużenia ogniwa - 111 kN => 597 MPa
- 14% wydłużenia ogniwa - 123 kN => 577 MPa

Podsumowanie

- Zaprezentowane wyniki przedstawiono dla analizy łańcucha ze stali klasy C wg [2].

- Wartość reakcji 123 kN odpowiada maksymalnemu wydłużeniu ogniwa (14%), które deklaruje producent dla stali klasy. Po uzyskaniu założonego wydłużenia symulację numeryczną przerwano.

- Analizę przeprowadzono również dla innych klas łańcucha. Prezentacje wyników pominięto z uwagi na brak znaczących różnic cech geometrycznych poszczególnych wariantów a jedynie wartości naprężeń i reakcji. Dla przykładu dla łańcucha klasy D3 Extra[2] wyniki należy zwiększyć o około 20-25%.



[2] https://www.fasing.pl/grupy_produktow

Podsumowanie

- Na podstawie uzyskanych wyników analizy numerycznej opracowane zostaną wytyczne dotyczące doboru obciążeń do badań zużyciowych łańcuchów na przyszłym stanowisku.

- Dobór odpowiedniej siły obciążającej ogniwa, pozwoli na właściwe odwzorowanie podczas badań zjawisk degradujących, o dominującym czynniku tribologicznym a nie w wyniku dekohezji bądź deformacji plastycznych.



Jednostka naukowa: Politechnika Śląska w Gliwicach

Temat pracy:
„ Identyfikacja synergizmu oddziaływania czynników środowiska kopalnianego w aspekcie ograniczenia zużycia ogniw łańcuchowych przenośników zgrzebłowych”

Dyscyplina naukowa: Inżynieria Środowiska, Górnictwo i Energetyka

Promotor: Dr hab. inż. Andrzej Norbert Wieczorek, prof. PŚ
Opiekun zakładowy: Dr inż. Krzysztof Nieśpiałowski

Kraków, 26-28.02.2024

KOMAG

Politechnika Śląska

DZIĘKUJĘ ZA UWAGĘ



Kraków, 26-28.02.2024

MUNI SCI

NAWA NARODOWA AGENCJA WYMIANY AKADEMICKIEJ

THE ULAM PROGRAMME

UNIWERSYTET ŚLĄSKI
WYDZIAŁ NAUK PRZYRODNICZYCH

Microbial structure and activity in Czech-Polish border mining heaps

Dr. Martina Zapletalová



Microbial structure and activity in Czech-Polish border mining heaps

- Why to study microbial communities in mine dumps?
- What can we examinate?
- How can we examinate these?
- Future perspectives

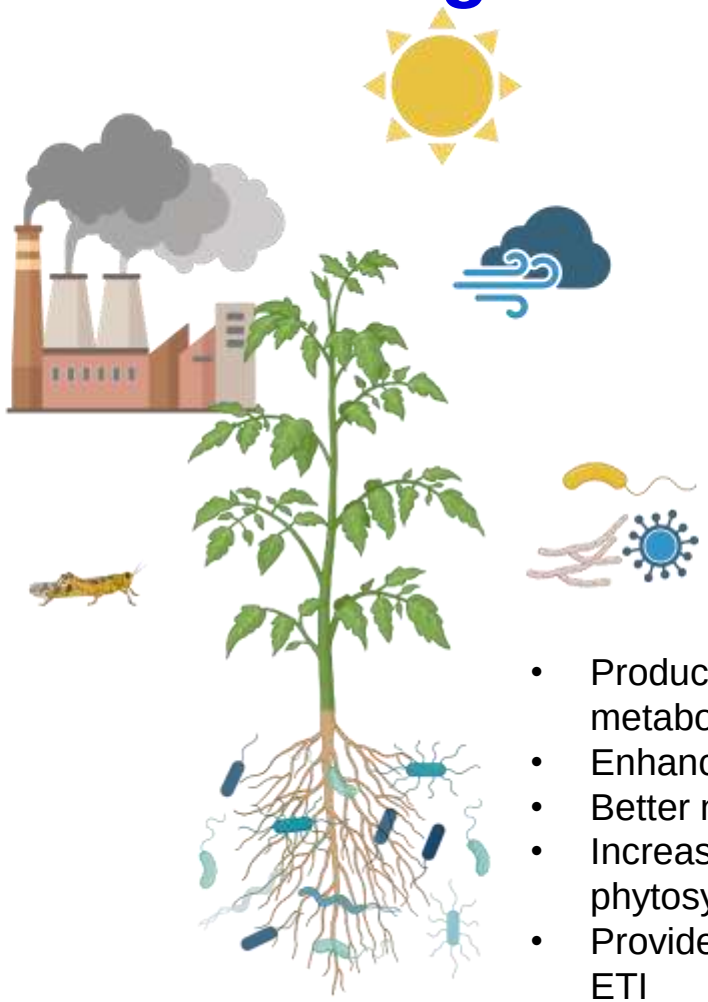


Ecosystem management and restoration





Plant-microorganism interactions



Created with BioRender.com

Abiotic stresses

- Temperature
- Salinity
- Drought
- Greenhouse gases
- Heavy metals
- Herbivores

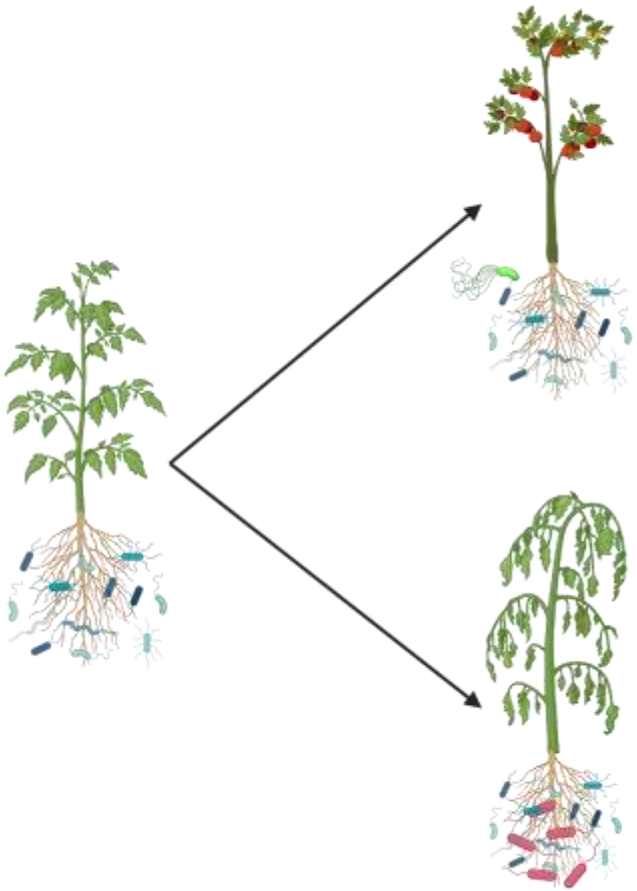
Biotic stresses

- Bacteria
- Viruses
- Fungi

- Production of hormones, secondary metabolites, antioxidants and enzymes
- Enhances water uptake from soil
- Better nitrogen fixation
- Increases nutrient acquisition, phytosynthesis, growth and yield
- Provide tolerance to stresses, improve ETI



Plant-microorganism interactions



Created with BioRender.com

- Lower microbial mass
- Harsh environmental conditions
  - high soil pH
  - low nutrient availability
  - toxic metal concentrations

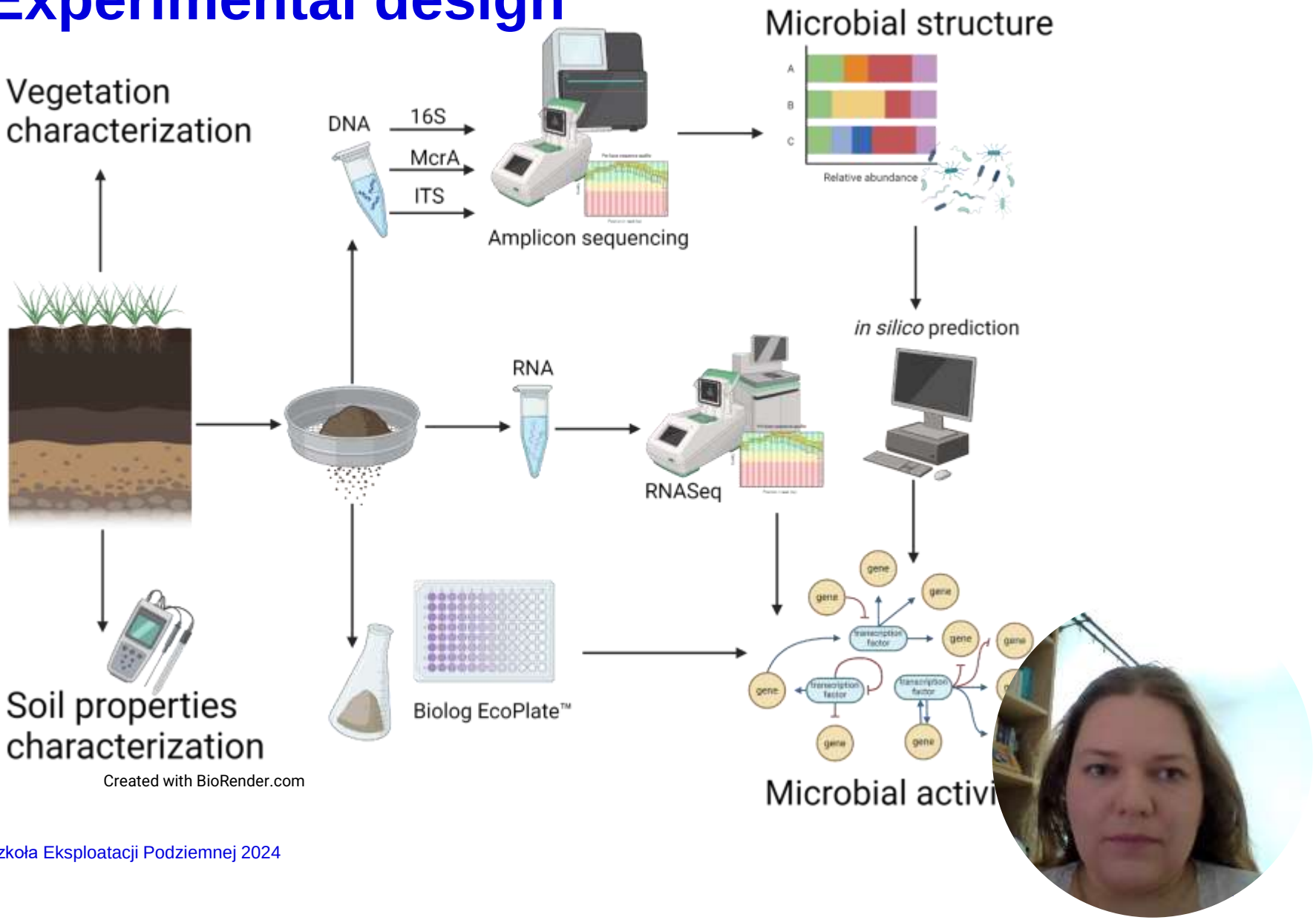


Important parameters to investigate

- **Soil**
  - pH
  - electrical conductivity
  - soil organic carbon content
  - total nitrogen
  - available forms of phosphorus
  - magnesium concentration
  - exchangeable cations of potassium and sodium
- **Microbial community**
  - Biomass
  - Structure
  - Activity
- **Vegetation**
  - Biomass
  - Species composition



Experimental design



DNA and RNA isolation from difficult matrices

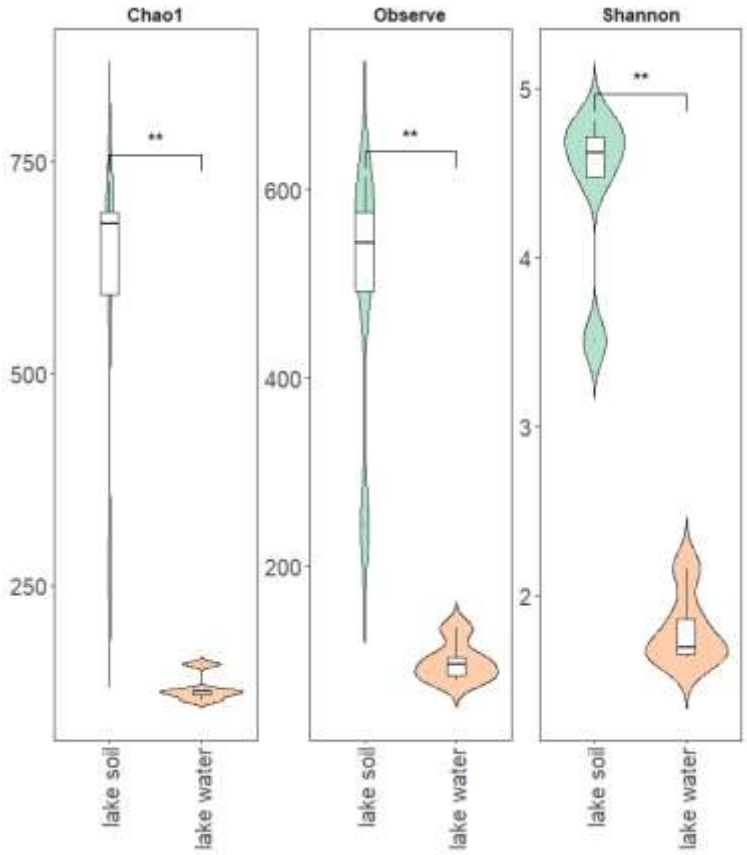
Hromnice Lake (49°51′1.08″ N, 13°26′40.92″ E)



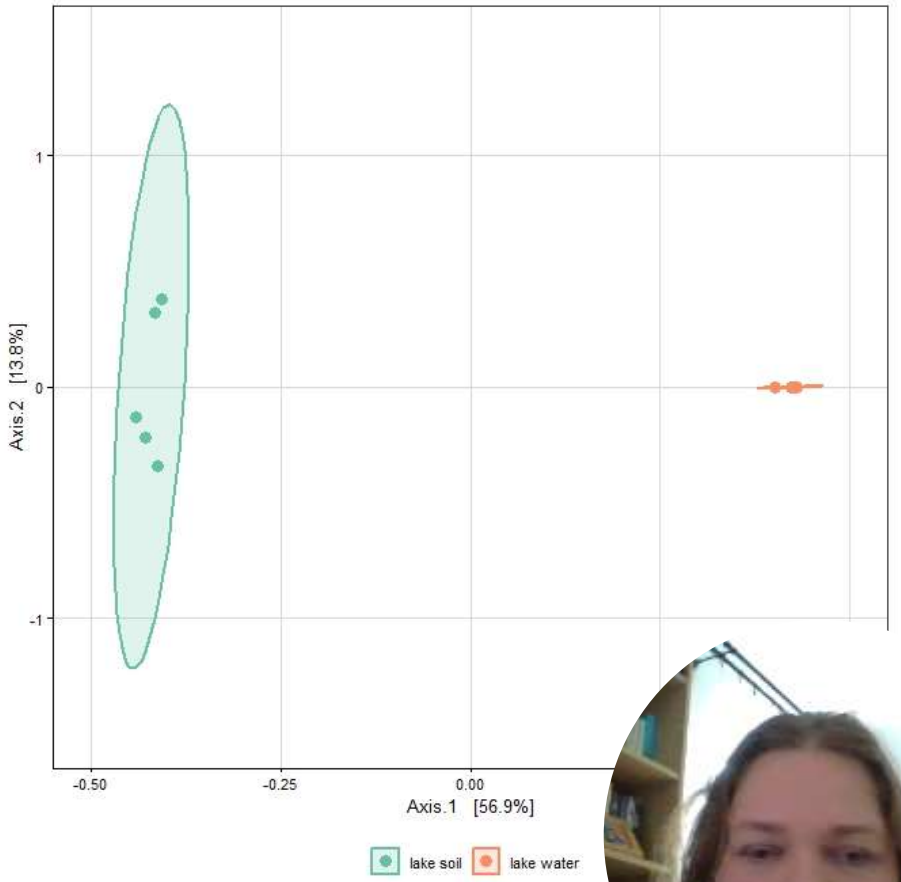


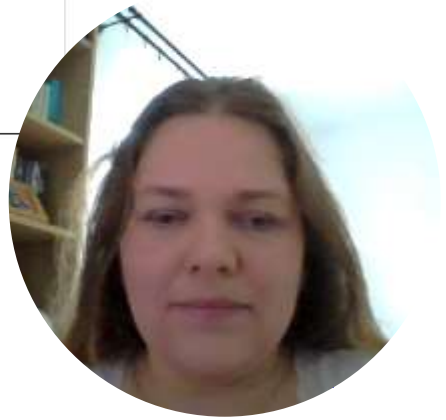
Microbial diversity

Alpha diversity



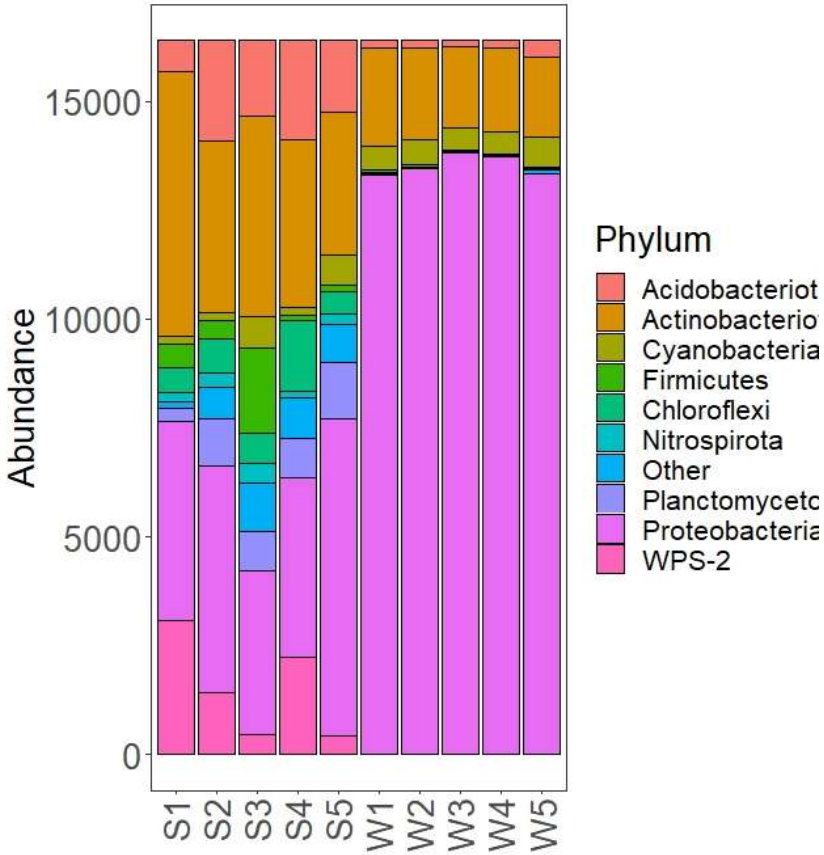
Beta diversity



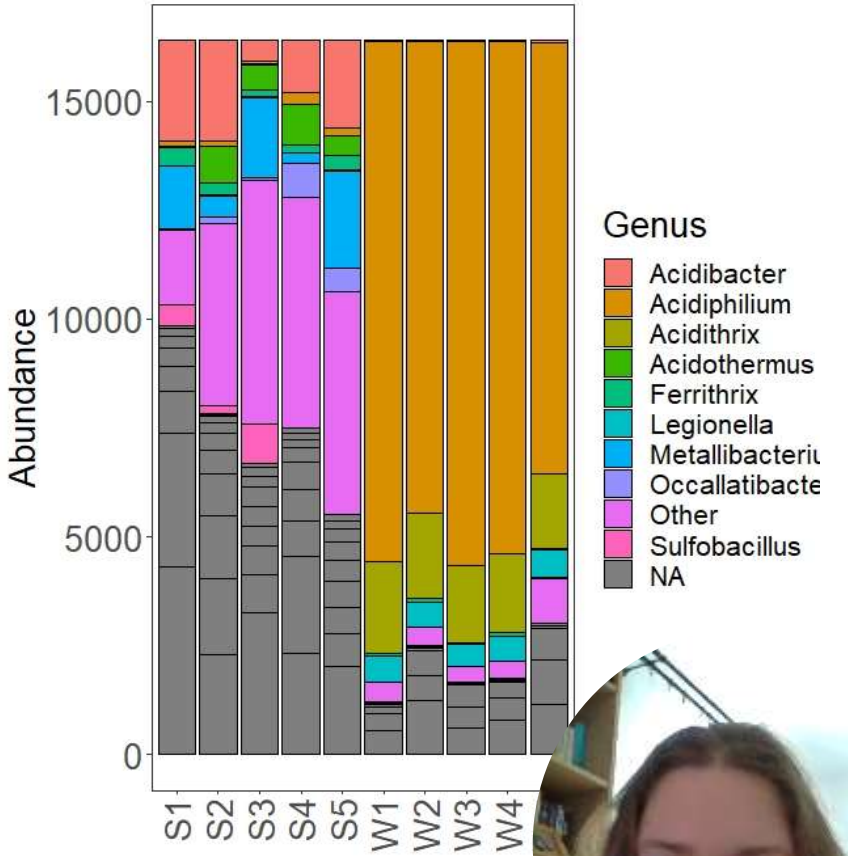


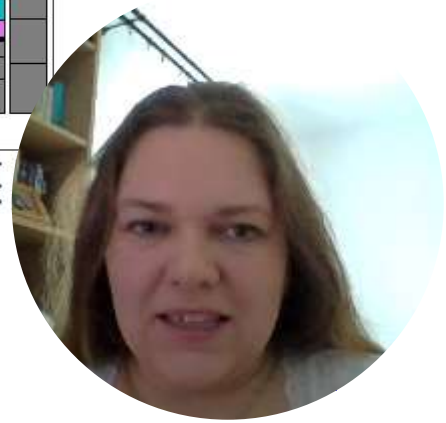
Microbial community structure

Phylum level



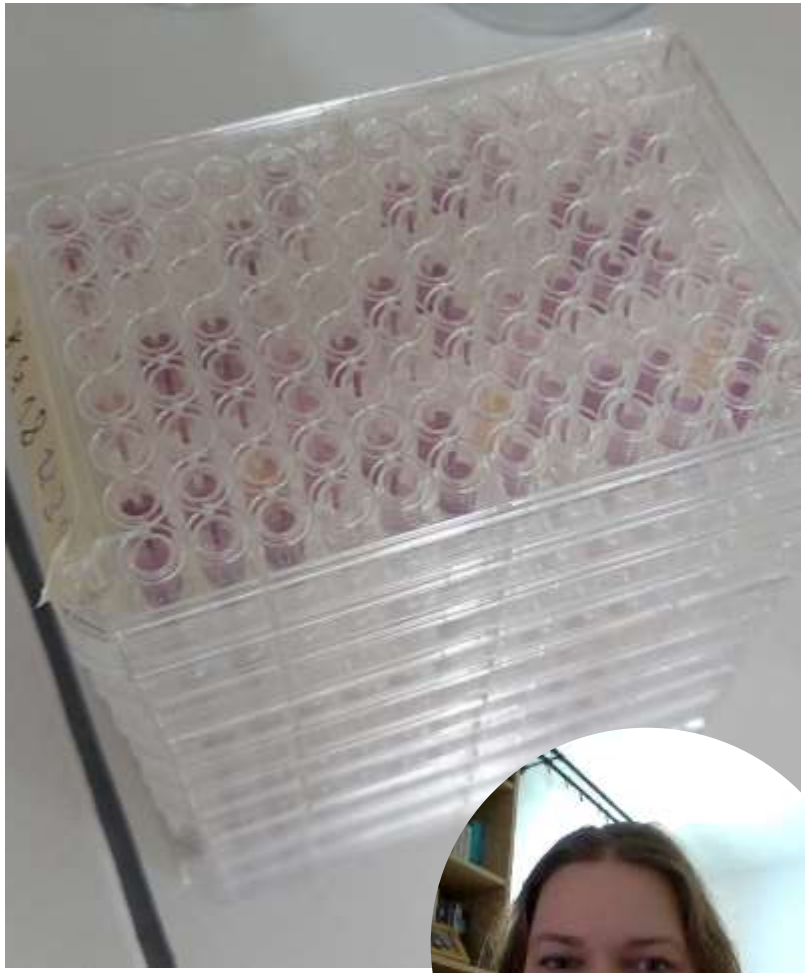
Genus level





Biolog EcoPlate™







Future perspectives

- Potential applications in the restoration of degraded ecosystems
- Better understanding of plant-microbe relationships in natural and novel ecosystems.
- Development of sustainable land management practices that can improve ecosystem functions and promote biodiversity conservation
- Insights into the microbial processes involved in carbon and nutrient cycling in soils, with implications for climate change mitigation and adaptation.



NAWA NARODOWA AGENCJA WYMIANY AKADEMICKIEJ

THE ULAM PROGRAMME

UNIWERSYTET ŚLĄSKI
WYDZIAŁ NAUK PRZYRODNICZYCH

SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

LABORATORY OF MOLECULAR PATHOLOGY



Thank you for your attention

martinazapletalova@mail.muni.cz



Microbial structure and activity in Czech-Polish border mining heaps

Martina Zapletalova
Department of Biochemistry, Faculty of Science, Masaryk University

STRESZCZENIE: The project aims to analyze the activity and structure of microbial communities in mining dumps on the Czech-Polish border in order to identify the key factors for ecosystem restoration. This study includes the characterization of soil physiochemical properties as well as the analysis of microbial community biomass, structure and activity. Recent research indicates notable differences between microbial communities in mine dumps and those in natural ecosystems, with the former having lower microbial biomass and diversity. These differences are due to harsh environmental conditions, including elevated soil pH, limited nutrient availability and toxic metal concentrations that hinder microbial proliferation. In addition, the lack of nutrients in mine dumps has a detrimental effect on plant growth and complicates efforts to establish vegetation cover. By deepening our understanding of the relationships between plants and microbes in both natural and unconventional ecosystems, this research promises to have significant impact. The knowledge gained from this study can potentially inform the development of sustainable land management strategies aimed at enhancing ecosystem functions and promoting biodiversity conservation.

SŁOWA KLUCZOWE: NGS, soil, heap, microbial community structure, microbial comunnity activity, novel ecosystem

The relationships between plants and microbes play a crucial role in the functioning of ecosystems. Understanding them is essential for effective ecosystem management and restoration. However, their relationships in natural and novel ecosystems, such as mine dumps, are not fully understood. The aim of this study is to analyze the activity and structure of microbial communities in mine dumps at the Czech-Polish border in order to identify key factors for ecosystem restoration. The objectives of the study are (1) to characterize the physiochemical properties of the soil and (2) to analyze the biomass, structure and activity of microbial communities.
In recent years, there has been a growing interest in understanding the role of microbial communities in plant-microbe interactions [1–3], particularly in the context of ecosystem restoration [4,5]. In natural ecosystems, plants and microorganisms have a mutually beneficial relationship [6], in which plants provide carbon sources to microorganisms and, in return, microorganisms facilitate nutrient uptake and provide protection against pathogens [7]. However, in novel ecosystems such as mine dumps, this relationship is disrupted, leading to changes in the structure and activity of the microbial community [8], which in turn affects plant growth and ecosystem functioning [9].
Recent studies have shown that the microbial communities in mine dumps differ from those in natural ecosystems and have lower microbial biomass and diversity [10]. This is due to harsh

environmental conditions such as high soil pH [11], low nutrient availability [12] and toxic metal concentrations that limit microbial growth. The limited availability of nutrients in mine dumps also affects plant growth and makes it difficult to establish a vegetation cover [13].

To date, most studies on plant-microbe interactions in mine dumps have focused on the effects of plant-microbe interactions on vegetation cover establishment [14], while less attention has been paid to microbial community structure and activity. However, recent studies have shown that microbial communities play a crucial role in ecosystem restoration by facilitating vegetation cover establishment and nutrient cycling [15]. Therefore, understanding the structure and activity of microbial communities on mine tailings is crucial for the development of effective remediation strategies.

The soil will be characterized in terms of physiochemical parameters and respiration. Substrate pH will be measured with a glass electrode and the electrical conductivity. The organic carbon content of the soil will be determined using the Turin method modified by Simakov [16]. Total nitrogen will be determined using the Kjeldahl method [17]. The content of available forms of phosphorus will be determined using the Egner-Riehm method. The concentration of magnesium extracted using the Schachtschabel method [18] and the exchangeable potassium and sodium cations will be determined by flame absorption spectrometry. Substrate moisture will be determined in situ using the portable soil moisture sensor ML3 ThetaKit and substrate respiration will be determined using a portable infrared gas analyzer connected to a soil respiration chamber.

The microbial community will be characterised by determining the microbial biomass, microbial community structure and microbial community activity. The microbial biomass will be determined using qPCR and standard primers for the 16S rRNA gene for bacteria [19], the mcrA gene for archaea and the ITS region for fungi and oomycetes. Microbial structure will be investigated using a protocol for phospholipid fatty acid analysis [15] and next-generation sequencing. Amplicon sequencing on the MiniSeq® sequencer will be performed using primers flanking the hypervariable regions of the 16S rRNA gene for bacteria, the mcrA gene for archaea, and the ITS region for fungi and oomycetes. The raw sequencing reads will be processed with the DADA2 package [20] in R according to the standard operating procedure with the addition of reads concatenation [21]. Based on the representation of individual bacterial species, bacterial community activity will be predicted using PICRUSt 2.0 software [22]. The biochemical potential of the soil microorganisms will be determined using the Biolog EcoPlateTM system. Selected samples will be subjected to metatranscriptomic analysis to assess the activity of the microbial community at the transcriptional level. The experimental design of the entire experiment is shown in Figure 1.

The expected impact of this research, with potential applications in the restoration of degraded ecosystems, is significant as it will contribute to the understanding of the relationships between plants and microbes in natural and novel ecosystems. The knowledge gained from this study can also inform the development of sustainable land management practices that can improve ecosystem functions and promote biodiversity conservation. In addition, this study can provide insights into the microbial processes involved in carbon and nutrient cycling in soils, which in turn has implications for climate change mitigation and adaptation.

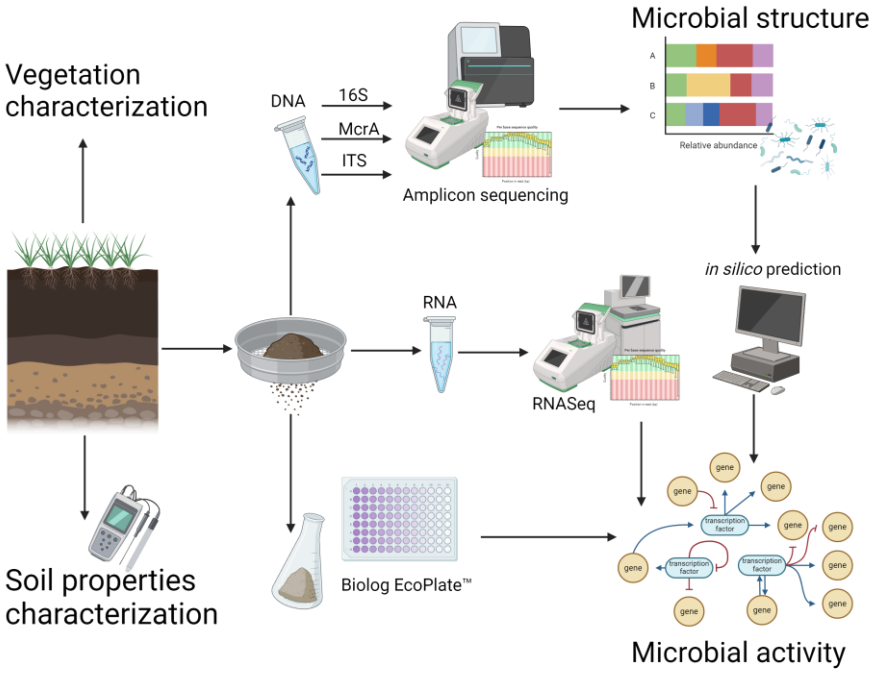


Figure 1. The experimental design of the entire experiment (Created with BioRender.com).

LITERATURA

[1] Hassani, M.A.; Durán, P.; Hacquard, S. Microbial Interactions within the Plant Holobiont. Microbiome 2018, 6, 58, doi:10.1186/s40168-018-0445-0.

[2] Ge, J.; Li, D.; Ding, J.; Xiao, X.; Liang, Y. Microbial Coexistence in the Rhizosphere and the Promotion of Plant Stress Resistance: A Review. Environmental Research 2023, 222, 115298, doi:10.1016/j.envres.2023.115298.

[3] Perreault, R.; Laforest-Lapointe, I. Plant-Microbe Interactions in the Phyllosphere: Facing Challenges of the Anthropocene. ISME J 2022, 16, 339–345, doi:10.1038/s41396-021-01109-3.

[4] Farrer, E.C. (ORCID:0000000180038831); Van Bael, S.A. (ORCID:0000000173173533); Clay, K. (ORCID:0000000239560887); Smith, M.K.H. Plant-Microbial Symbioses in Coastal Systems: Their Ecological Importance and Role in Coastal Restoration. Estuaries and Coasts 2022, 45, doi:10.1007/s12237-022-01052-2.

[5] Graham, E.B.; Knelman, J.E. Implications of Soil Microbial Community Assembly for Ecosystem Restoration: Patterns, Process, and Potential. Microb Ecol 2023, doi:10.1007/s00248-022-02155-w.

[6] Koza, N.A.; Adedayo, A.A.; Babalola, O.O.; Kappo, A.P. Microorganisms in Plant Growth and Development: Roles in Abiotic Stress Tolerance and Secondary Metabolites Secretion. Microorganisms 2022, 10, 1528, doi:10.3390/microorganisms10081528.

[7] Boro, M.; Sannyasi, S.; Chettri, D.; Verma, A.K. Microorganisms in Biological Control Strategies to Manage Microbial Plant Pathogens: A Review. Arch Microbiol 2022, 204, 666, doi:10.1007/s00203-022-03279-w.

[8] Checinska Sielaff, A.; Upton, R.N.; Hofmockel, K.S.; Xu, X.; Polley, H.W.; Wilsey, B.J. Microbial Community Structure and Functions Differ between Native and Novel (Exotic-Dominated) Grassland Ecosystems in an 8-Year Experiment. Plant Soil 2018, 432, 359–372, doi:10.1007/s11104-018-3796-1.
[9] Wagg, C.; Hautier, Y.; Pellkofer, S.; Banerjee, S.; Schmid, B.; van der Heijden, M.G. Diversity and Asynchrony in Soil Microbial Communities Stabilizes Ecosystem Functioning. eLife 2021, 10, e62813, doi:10.7554/eLife.62813.
[10] Quadros, P.D. de; Zhalnina, K.; Davis-Richardson, A.G.; Drew, J.C.; Menezes, F.B.; Camargo, F.A. de O.; Triplett, E.W. Coal Mining Practices Reduce the Microbial Biomass, Richness and Diversity of Soil. Applied Soil Ecology 2016, 98, 195–203, doi:10.1016/j.apsoil.2015.10.016.
[11] Hu, Y.; Yu, Z.; Fang, X.; Zhang, W.; Liu, J.; Zhao, F. Influence of Mining and Vegetation Restoration on Soil Properties in the Eastern Margin of the Qinghai-Tibet Plateau. International Journal of Environmental Research and Public Health 2020, 17, 4288, doi:10.3390/ijerph17124288.
[12] Punia, A.; Bharti, R. Loss of Soil Organic Matter in the Mining Landscape and Its Implication to Climate Change. Arab J Geosci 2023, 16, 86, doi:10.1007/s12517-023-11177-8.
[13] Thavamani, P.; Samkumar, R.A.; Satheesh, V.; Subashchandrabose, S.R.; Ramadass, K.; Naidu, R.; Venkateswarlu, K.; Megharaj, M. Microbes from Mined Sites: Harnessing Their Potential for Reclamation of Derelict Mine Sites. Environ Pollut 2017, 230, 495–505, doi:10.1016/j.envpol.2017.06.056.
[14] Berg, G.; Smalla, K. Plant Species and Soil Type Cooperatively Shape the Structure and Function of Microbial Communities in the Rhizosphere. FEMS Microbiology Ecology 2009, 68, 1–13, doi:10.1111/j.1574-6941.2009.00654.x.
[15] Bierza, W.; Woźniak, G.; Kompała-Bąba, A.; Magurno, F.; Malicka, M.; Chmura, D.; Błońska, A.; Jagodziński, A.M.; Piotrowska-Seget, Z. The Effect of Plant Diversity and Soil Properties on Soil Microbial Biomass and Activity in a Novel Ecosystem. Sustainability 2023, 15, 4880, doi:10.3390/su15064880.
[16] Hristov, B.; Filcheva, E.; Ivanov, P. Organic Matter Content and Composition of Soils with Stagnic Properties from Bulgaria. . ISSN 2016, 1.
[17] Total Nitrogen. In Soil Sampling and Methods of Analysis; Carter, M.R., Gregorich, E.G., Eds.; CRC Press, 2007 ISBN 978-0-429-12622-2.
[18] Staugaitis, G.; Rutkauskienė, R. Comparison of Magnesium Determination Methods as Influenced by Soil Properties. Žemdirbystė (Agriculture) 2010, 97, 105–116.
[19] Lochman, J.; Zapletalova, M.; Poskerova, H.; Izakovicova Holla, L.; Borilova Linhartova, P. Rapid Multiplex Real-Time PCR Method for the Detection and Quantification of Selected Cariogenic and Periodontal Bacteria. Diagnostics 2020, 10, 8, doi:10.3390/diagnostics10010008.
[20] Callahan, B.J.; McMurdie, P.J.; Rosen, M.J.; Han, A.W.; Johnson, A.J.A.; Holmes, S.P. DADA2: High-Resolution Sample Inference from Illumina Amplicon Data. Nat Methods 2016, 13, 581–583, doi:10.1038/nmeth.3869.
[21] Dacey, D.P.; Chain, F.J.J. Concatenation of Paired-End Reads Improves Taxonomic Classification of Amplicons for Profiling Microbial Communities. BMC Bioinformatics 2021, 22, 493, doi:10.1186/s12859-021-04410-2.
[22] Douglas, G.M.; Maffei, V.J.; Zaneveld, J.R.; Yurgel, S.N.; Brown, J.R.; Taylor, C.M.; Huttenhower, C.; Langille, M.G.I. PICRUSt2 for Prediction of Metagenome Functions. Nat Biotechnol 2020, 38, 685–688, doi:10.1038/s41587-020-0548-6. j M. 1995: Poszukiwanie nowych rozwiązań obudowy kotwiowej na przykładzie firmy ANI Arnall, największego producenta obudów kotwiowych w Australii. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej ‘95, str. 165–172.