Instytut Gospodarki
Surowcami Mineralnymi
i Energią
Polskiej Akademii Nauk

Szkoła Eksploatacji Podziemnej

25 lat JSW

MATERIAŁY KONFERENCYJNE



Kraków 2018

Patron
Jubileuszowego wydania
Materiałów Konferencyjnych SEP
1992-2021

KGHM
POLSKA MIEDŹ

SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

Kraków, 26-28.02.2018 r.

M A T E R I A Ł Y K O N F E R E N C Y J N E

(Materiały do użytku wewnętrznego opublikowane na podstawie dostarczonych tekstów)

Niniejsza publikacja zawiera materiały konferencyjne XXVII Szkoły Eksploatacji Podziemnej dostarczone przez autorów poszczególnych wystąpień.

Zapis video wygłoszonych prezentacji zamieszczony zostanie na stronie internetowej SEP 2018 pod adresem www.szkolaeksploatacji.pl

ZŁOTY PARTNER SEP 2018

25 lat JSW

JSW INNOWACJE

GŁÓWNY PARTNER SEP 2018

LUBELSKI WĘGIEL „BOGDANKA" SPÓŁKA AKCYJNA

PARTNER SEP 2018

KGHM POLSKA MIEDŹ

PARTNER SEP 2018

ABB



POLSKA GRUPA GÓRNICZA

70 LAT 1948-2018

SANDVIK

KOMATSU

P&H JOY MONTABERT

FAMUR

Victaulic

Bergerat Monnoyeur CAT

PBSz

KPMG

FTT WOLBROM

ZGM BOLESŁAW

PGNiG

KGHM ZANAM

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

NETTG.PL DIGITAL GÓRNICZY

TG Trybuna Górnicza

WG

Inżynieria Górnicza

Analiza ekonomiczna wymian odcinków i połączeń taśm w oparciu o wyniki badania ich stanu



Mirosław Bajda
Ryszard Błażej
Leszek Jurdziak



Projekt badawczy finansowany w ramach Programu Badań Stosowanych PBS 3 ścieżka A, umowa nr PBS3/A2/17/2015 „Złącza wieloprzekładkowych taśm przenośnikowych o zwiększonej trwałości eksploatacyjnej” realizowany w konsorcjum z firmą NILOS POLSKA sp. z o.o.

Politechnika Wrocławska

Plan prezentacji

- Problem identyfikacji uszkodzeń: inspekcja v. monitoring
- Problem badawczy – jak naprawić wykryte uszkodzenie odcinka

1. Nowe połączenie w miejscu uszkodzenia (skrócona pętla)
2. Nowa, niewielka wstawka i 2 dodatkowe połączenia
3. Nowa, dłuższa wstawka i 2 dodatkowe połączenia
4. Nowa, duża wstawka do brzegu z wymianą starego połączenia

- Niezawodność pętli taśmy i niezawodność pojedynczego odcinka
- Niezawodność pojedynczego odcinka
- Koszty naprawy odcinka taśmy z uwzględnieniem niezawodności
- Dobór rozkładów czasu pracy odcinków i połączeń
- Nieliniowe tempo zużywania się taśmy

Problem identyfikacji uszkodzeń

Inspekcja wizualna jest:

- subiektywna,
- niemierzalna i przez to niedokładna

Brak zapisu **nie pozwala ocenić przyrostu uszkodzeń i ich zmian w czasie**

Ocena przy użyciu urządzeń diagnostycznych:

- obiektywna, precyzyjna i skwantyfikowana,
- dokładna i powtarzalna,

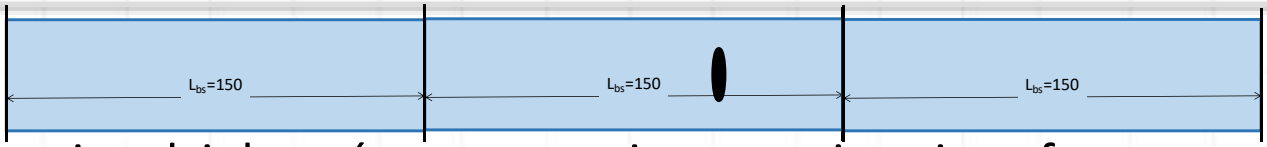
Pozwala obserwować zmiany stanu taśmy w czasie



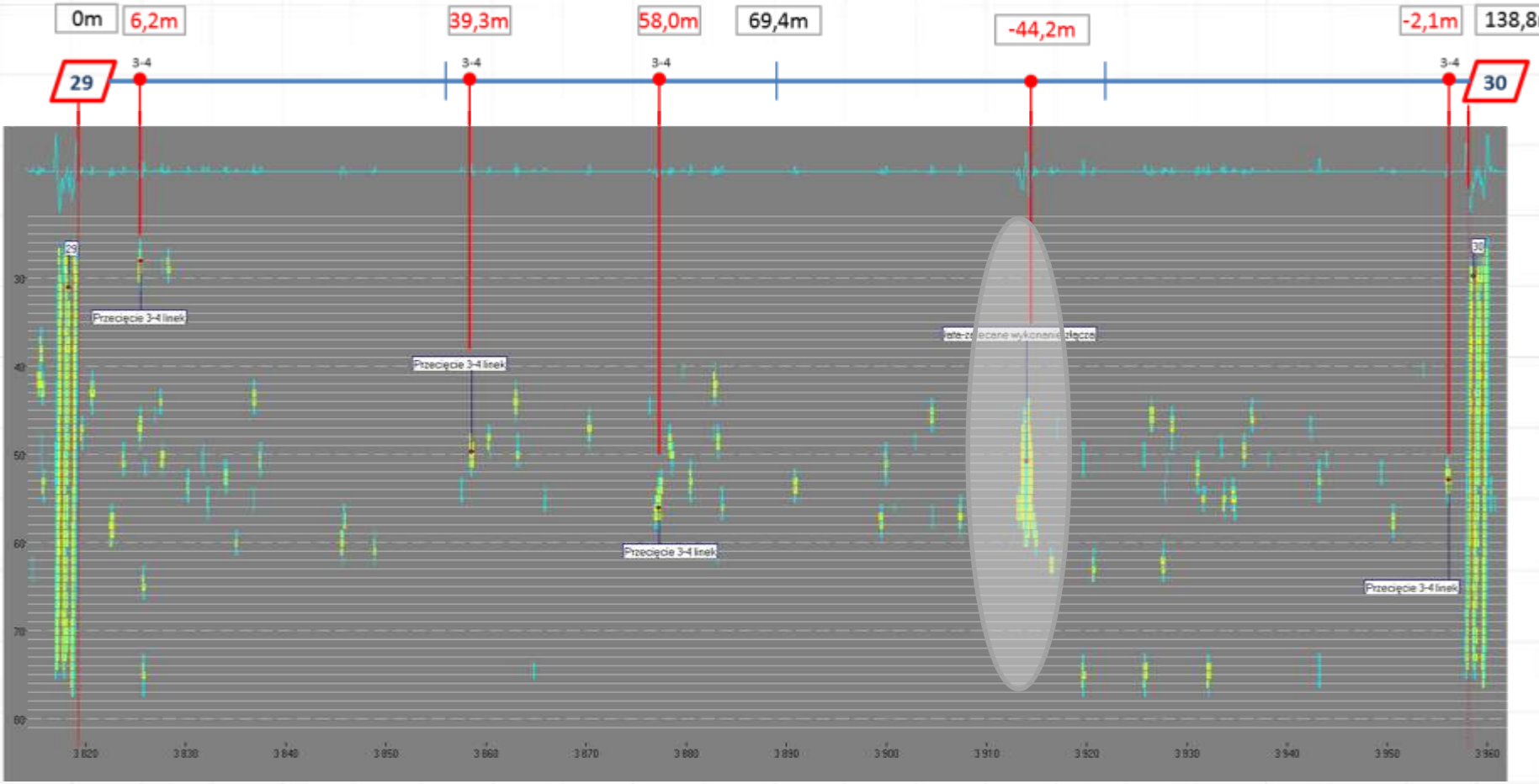


Mirosław Bajda, Ryszard Błażej, Leszek Jurdziak

Problem badawczy



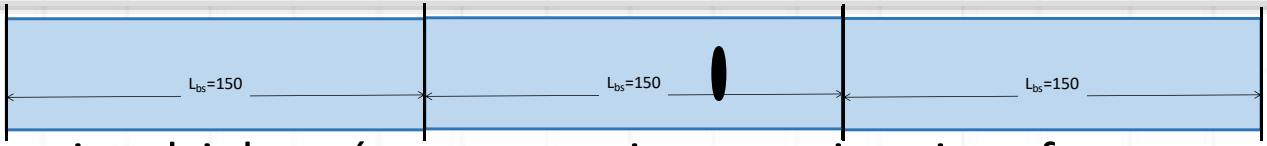
- Zidentyfikowano uszkodzenie odcinka taśmy wymagające wymiany jego fragmentu



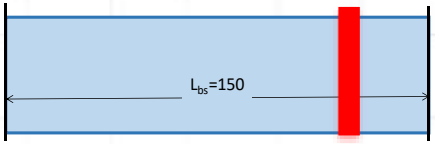
Mirosław Bajda, Ryszard Błażej, Leszek Jurdziak

Politechnika Wrocławska

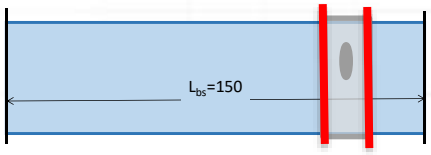
Problem badawczy



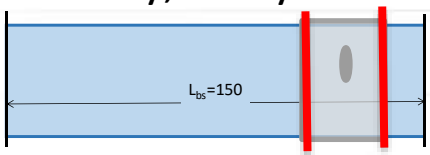
- Zidentyfikowano uszkodzenie odcinka taśmy wymagające wymiany jego fragmentu
- Naprawę można wykonać usuwając uszkodzony fragment oraz:
  1. wykonując w jego miejscu nowe połączenie
     - Ograniczenia: mały rozmiar uszkodzeni oraz duży zapas taśmy w urządzeniu napinającym
     - Efekt: nowe, dodatkowe połączenie oraz skrócona pętla taśm



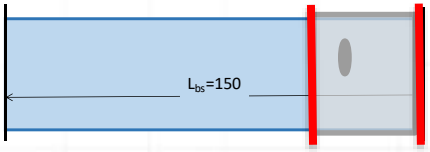
  2. wstawiając w jego miejsce nowy krótki odcinek
     - Efekt: nowa, niewielka wstawka i 2 dodatkowe połączenia



  3. usuwając przyległe, ale zużyte fragmenty i dając w ich miejsce dłuższy, nowy odcinek
     - Efekt: nowa, dłuższa wstawka i 2 dodatkowe połączenia



  4. pozostałą część odcinka taśmy do najbliższego połączenia
     - Efekt: nowa, duża wstawka z wymianą starego złącza na nowe i 1 nowym połączeniem



- Działania naprawcze mają swoje konsekwencje
  - Dodatnie: **usunięte zagrożenie, wzrost niezawodności naprawionego odcinka taśmy**
  - Ujemne: **koszty 1 połączenia lub 2 połączeń oraz wstawionej taśmy, spadek niezawodności odcinka po dodaniu połączeń - najsłabszego ogniwa w pętli taśmy !!!**

1. Nowe połączenie w miejscu uszkodzenia (skrócona pętla)

Niezawodność odcinka taśmy $R_{nbs\_1}(t) = R_{oj}(t)R_{ob\_Lbl}(t)R_{nj}(t)R_{ob\_Lbr}(t)R_{oj}(t)$

$L_{bl}+L_{br}=L-L_j$, $L_j \ll L$ $R_{obsL}(t) \approx R_{ob\_Lbl}(t)R_{ob\_Lbr}(t)$

$R_{nbs\_1}(t) \approx R_{nj}(t)R_{obL}(t)$

Skrócenie o 4 m + 1 złącze



Mirosław Bajda, Ryszard Błażej, Leszek Jurdziak

Politechnika Wrocławska

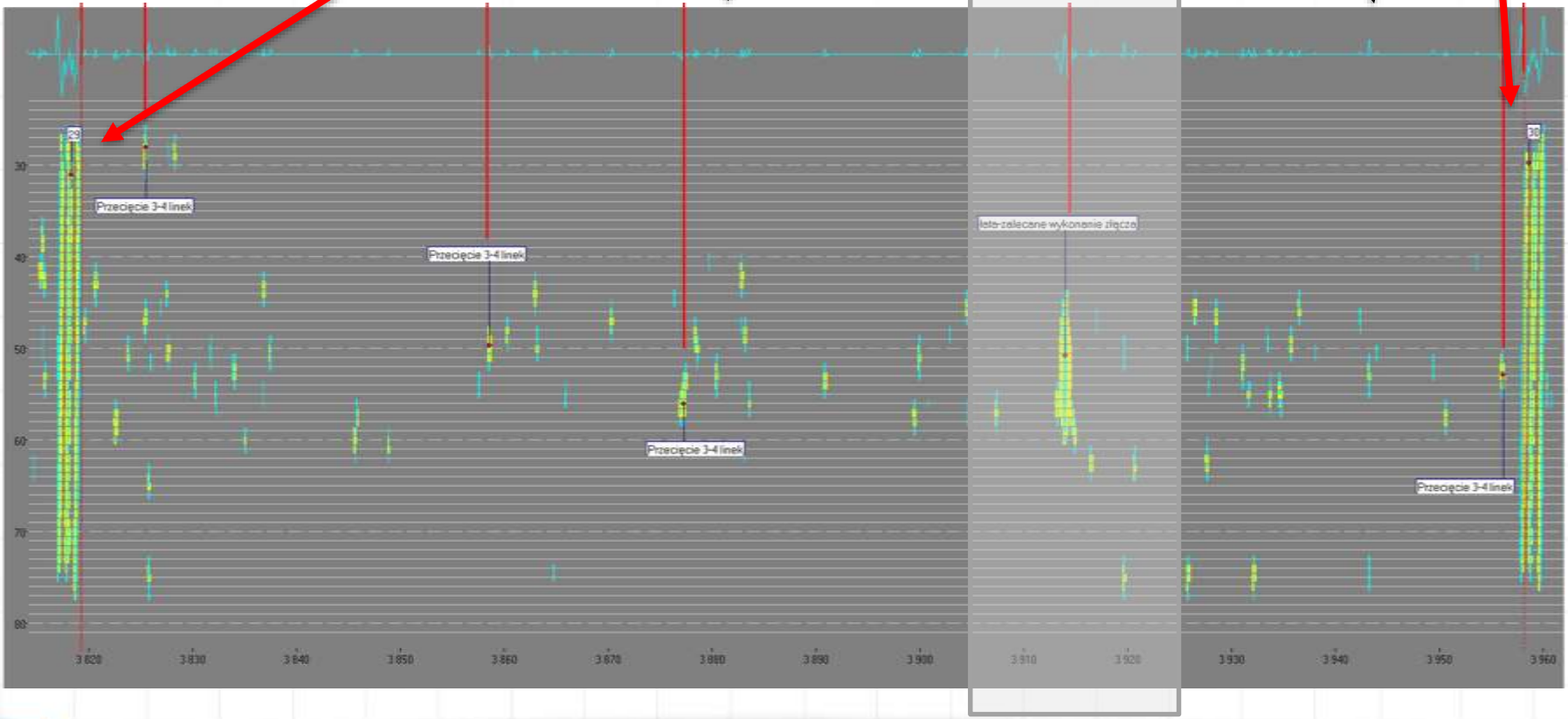
2. Nowa, niewielka wstawka i 2 dodatkowe połączenia

Niezawodność odc. taśmy

$L_{bl}+L_{bm}+L_{br}=L-L_j$, $2L_j \ll L$

$$R_{nbs\_2}(t) = R_{oj}(t)R_{obLl}(t)R_{nj}(t)R_{nbLm}(t)R_{nj}(t)R_{obLr}(t)R_{oj}(t)$$

Wstawka 20 m + 2 nowe złącza



Mirosław Bajda, Ryszard Błażej, Leszek Jurdziak

Politechnika Wrocławska

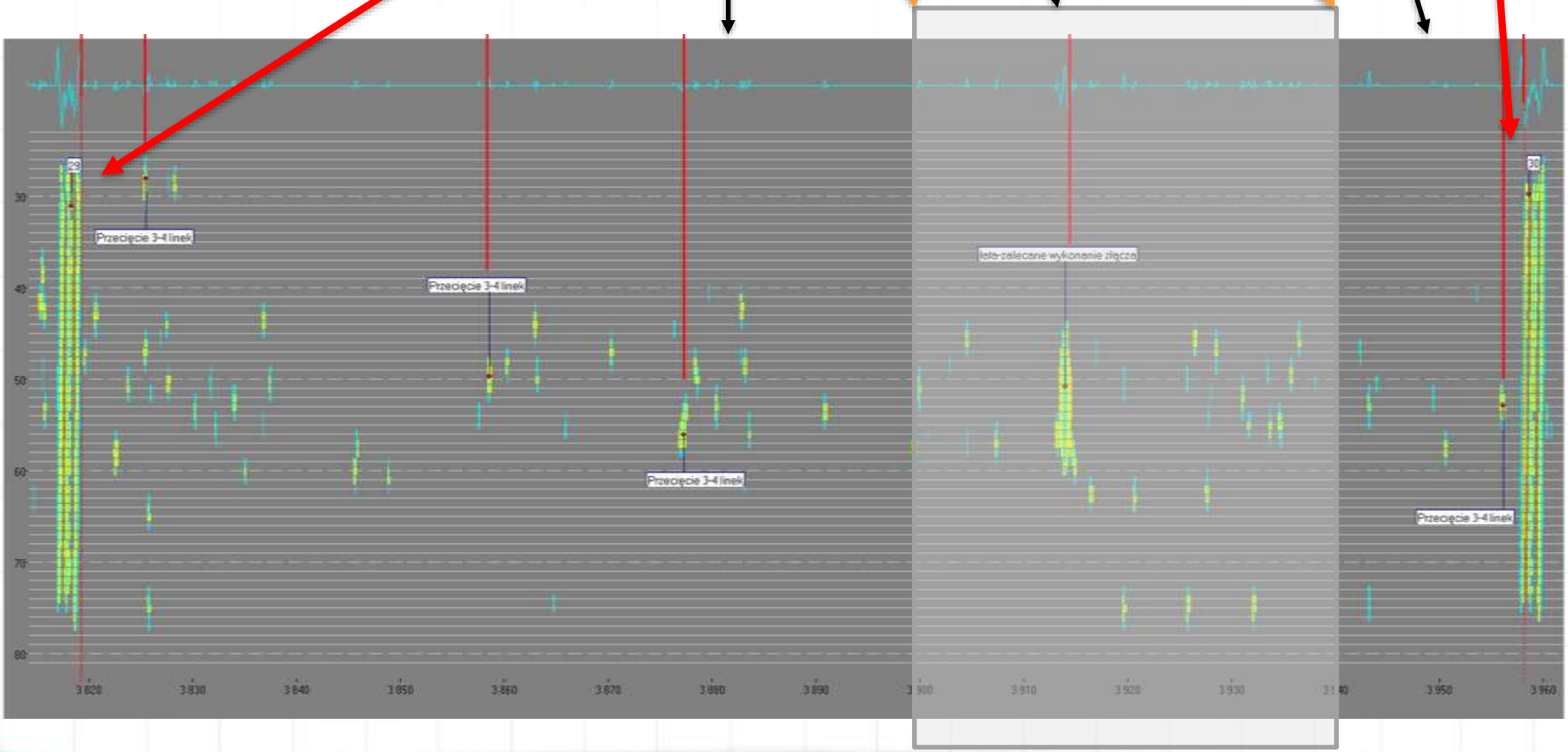
3. Nowa, dłuższa wstawka i 2 dodatkowe połączenia

Niezawodność odc. taśmy

$L_{bl}+L_{bm}+L_{br}=L-L_j$, $2L_j<<L$

$$R_{nbs\_3}(t) = R_{oj}(t)R_{obLl}(t)R_{nj}(t)R_{nbLm}(t)R_{nj}(t)R_{obLr}(t)R_{oj}(t)$$

Wstawka 40m
+ 2 nowe złącza



4. Nowa, duża wstawka do brzegu z wymianą starego połączenia

Niezawodność odcinka taśmy $R_{nbs\_4}(t) = R_{oj}(t)R_{obLbo}(t)R_{nj}(t)R_{nbLbn}(t)R_{nj}(t)$

Wstawka 50m, likwidacja 1 złącza + 2 nowe złącza



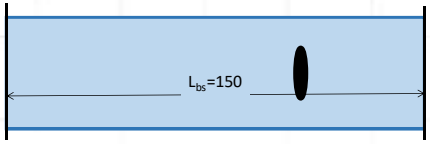
Mirosław Bajda, Ryszard Błażej, Leszek Jurdziak

Niezawodność pętli taśmy i niezawodność pojedynczego odcinka

- Zamknieta pętla taśm przenosi naprężenia wzdłużne i przenosi urobek
- Jej ciągłość i dobry stan warunkują bezpieczną i ciągłą pracę przenośnika
- Pętla taśm składa się z odcinków taśm i połączeń
- Przestaje ona spełniać swoje zadanie gdy nastąpi zerwanie ciągłości pętli (w złączu lub caliźnie) lub rozcięcie wzdłużne taśmy
- **Złącza stanowią najsłabsze ogniwo w pętli**, zwłaszcza klejone i mechaniczne
- Uszkodzenia tego typu, zwłaszcza w trakcie pracy pod pełnym obciążeniem, powodują **długotrwały postój awaryjny** na usunięcie urobku, naprawę taśmy. Jest to bardzo kosztowne
- **Zerwanie połączenia stwarza poważne zagrożenie dla ludzi jadących na taśmie**
- Oprócz kosztów postoju awaryjnego **użytkownik ponosi straty produkcyjne**
- Nie zostanie wydobyta i przetransportowana określona ilość kopaliny użytecznej, która mogłaby być sprzedana, wzbogacona, wykorzystana do produkcji dóbr finalnych. Firmy Sasol 1 min. postoju wyceniła na $1 000 , a wymiana złącza to 4 h
- Życie ludzkie trudno jest wycenić, dlatego **niezawodność połączeń jest kluczowa**

Niezawodność pojedynczego odcinka

0. **Niezawodność odcinka taśmy,** $\boldsymbol{R_{obL}(t) = R_{oj}(t)R_{obL}(t)R_{oj}(t)}$



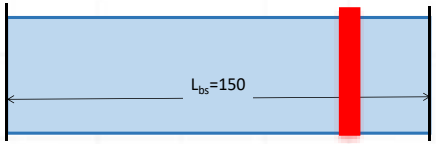
$$R_{nbs\_1}(t) = \boldsymbol{R_{oj}(t)}R_{ob\_Lbl}(t)\boldsymbol{R_{nj}(t)}R_{ob\_Lbr}(t)\boldsymbol{R_{oj}(t)}$$

1. **Niezawodność odcinka ze złączem w środku,**
   dla $t \geq T_0$
   po naprawie
   w momencie T_0

$$L_{bl}+L_{br}=L - L_j, \quad L_j<<L$$

$$R_{obL}(t) \approx R_{ob\_Lbl}(t)R_{ob\_Lbr}(t)$$

$$\boldsymbol{R_{nbs\_1}(t)} \approx \boldsymbol{R_{nj}(t)}R_{obL}(t), \qquad R_{obL}(t)=P(T \geq t+T_0 \mid T \geq T_0)$$

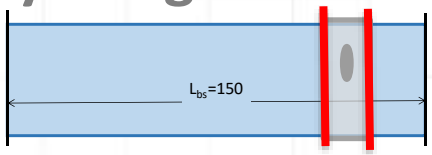


$$\boldsymbol{R_{nbs\_1}(t)} \approx \frac{R_{nj}(t)R_{nbL}(T_0+t)}{R_{nbL}(T_0)}$$

Mirosław Bajda, Ryszard Błażej, Leszek Jurdziak

Niezawodność pętli taśmy i niezawodność pojedynczego odcinka

2. **Niezawodność odcinka ze wstawką w środku**



$$R_{nbs\_2}(t) = R_{oj}(t)R_{obLl}(t)R_{nj}(t)R_{nbLm}(t)R_{nj}(t)R_{obLr}(t)R_{oj}(t)$$

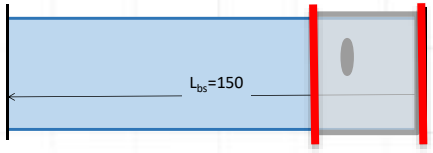
$$L=L_l+L_j+L_m+L_j+L_r$$

$$R_{nbs\_2}(t) = \frac{R^2_{nj}(t+T_0)R_{nbLl}(t+T_0)R_{nj}(t)R_{nbLm}(t)R_{nj}(t)R_{nbLr}(t+T_0)}{R^2_{nj}(T_0)R_{nbLl}(T_0)RnbL_r(T_0)}$$

$$R_{nbs\_2}(t) = \frac{R^2_{nj}(t+T_0)R_{nbL-Lm}(t+T_0)R_{nj}(t)R_{nbLm}(t)R_{nj}(t)}{R^2_{nj}(T_0)R_{nbL-Lm}(T_0)}$$

Niezawodność pętli taśmy i niezawodność pojedynczego odcinka

4. **Niezawodność odcinka ze wstawką do brzegu**



$$\boldsymbol{R_{nbs\_4}(t)} = \boldsymbol{R_{oj}(t)}R_{\boldsymbol{o}bLbo}(t)\boldsymbol{R_{nj}(t)}R_{\boldsymbol{n}bLbn}(t)\boldsymbol{R_{nj}(t)}$$

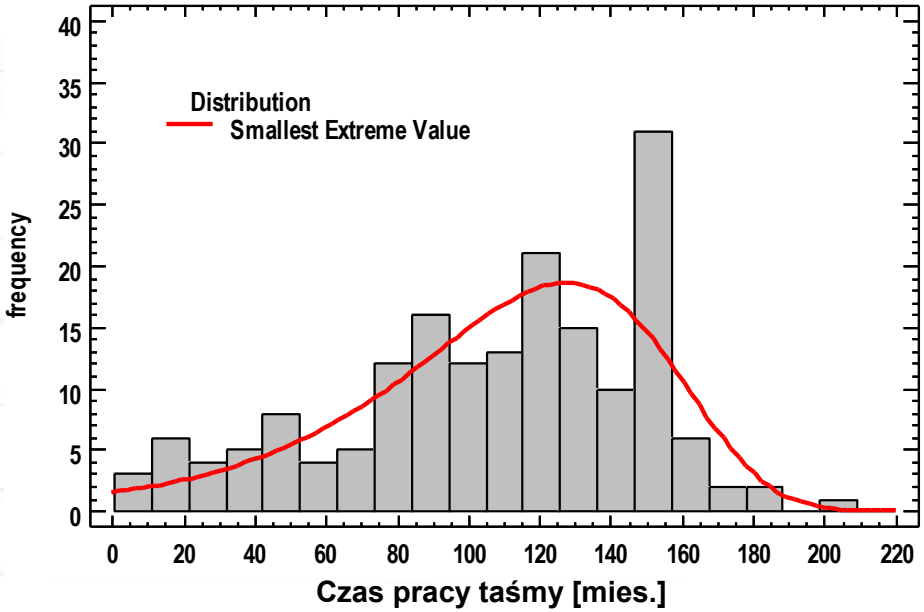
$$\boldsymbol{R_{nbs\_4}(t)} = \frac{\boldsymbol{R_{nj}(t+T_0)}R_{\boldsymbol{n}bLo}(t+T_0)\boldsymbol{R_{nj}(t)}R_{\boldsymbol{n}bLn}(t)\boldsymbol{R_{nj}(t)}}{\boldsymbol{R_{nj}(T_0)}R_{\boldsymbol{n}bo}(T_0)}$$

Koszty naprawy odcinka taśmy z uwzględnieniem niezawodności

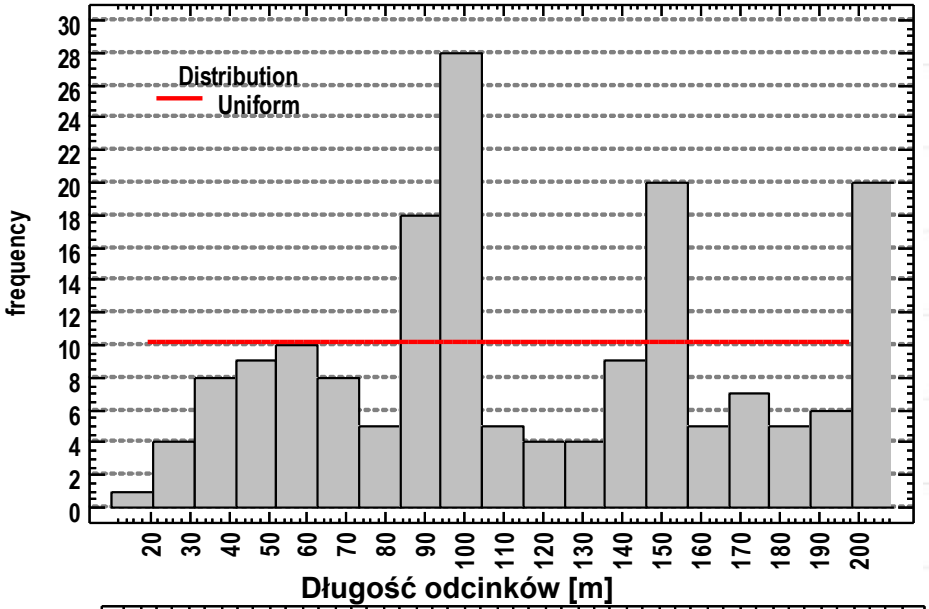
$$C_i(t) = \frac{C_p(t)R_{nbs\_i}(t) + C_e F_{nbs\_i}(t)}{\int_0^t R_{nbs\_i}(x)dx}$$

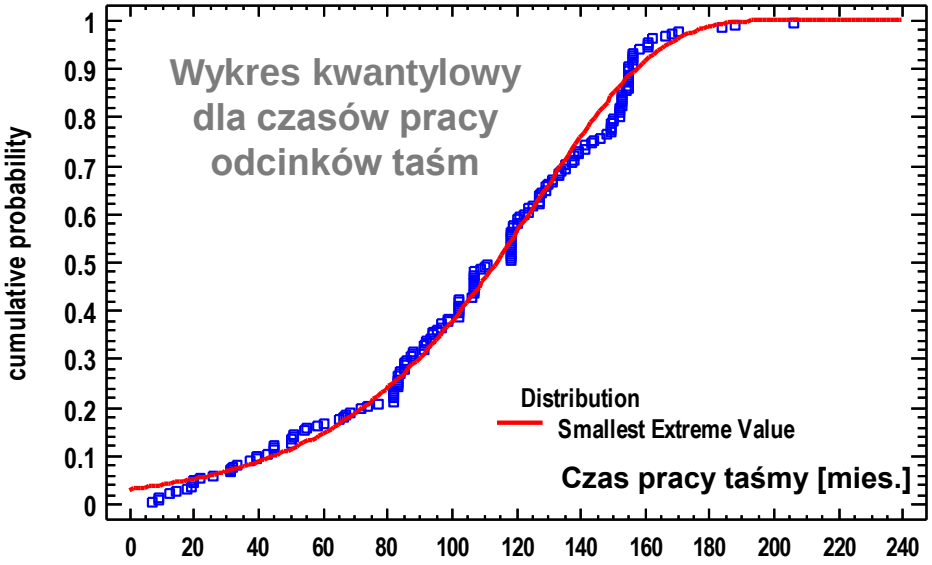
- gdzie i to jeden z wariantów: 1, 2 lub 3
- $C_i(t)$ – Oczekiwany koszt naprawy odcinka na jednostkę czasu jego pracy,
- $C_p(t)$ – koszt wymiany prewencyjnej,
- C_e – koszt wymiany awaryjnej plus straty w produkcji i/lub kary,
- $F_{nbs\_i}(t)$ – dystrybuanta czasu pracy odcinka,
- $R_{nbs\_i}(t)$ – niezawodność odcinka,
  $R_{nbs\_i}(t) = 1 - F_{nbs\_i}(t)$

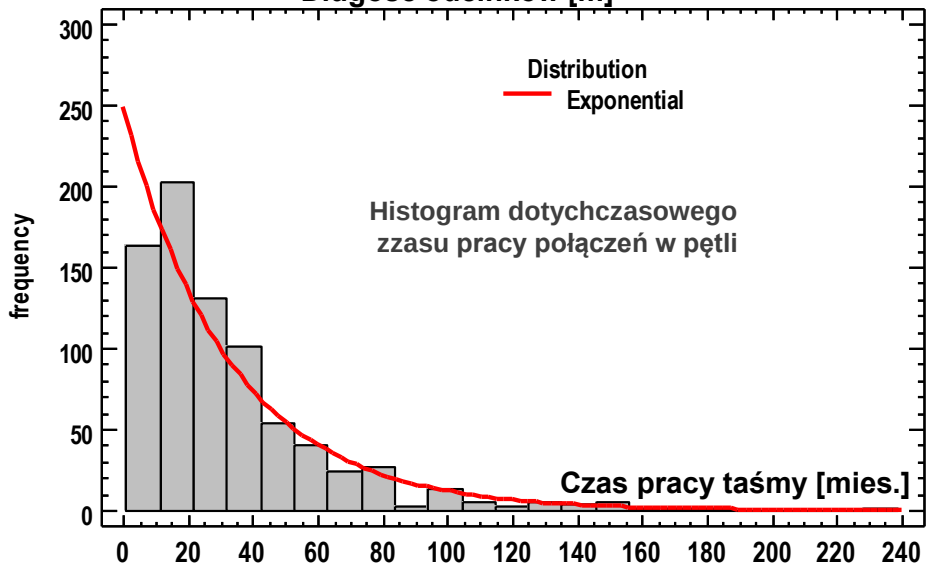
Histogram czasów pracy wymienianych odcinków taśm



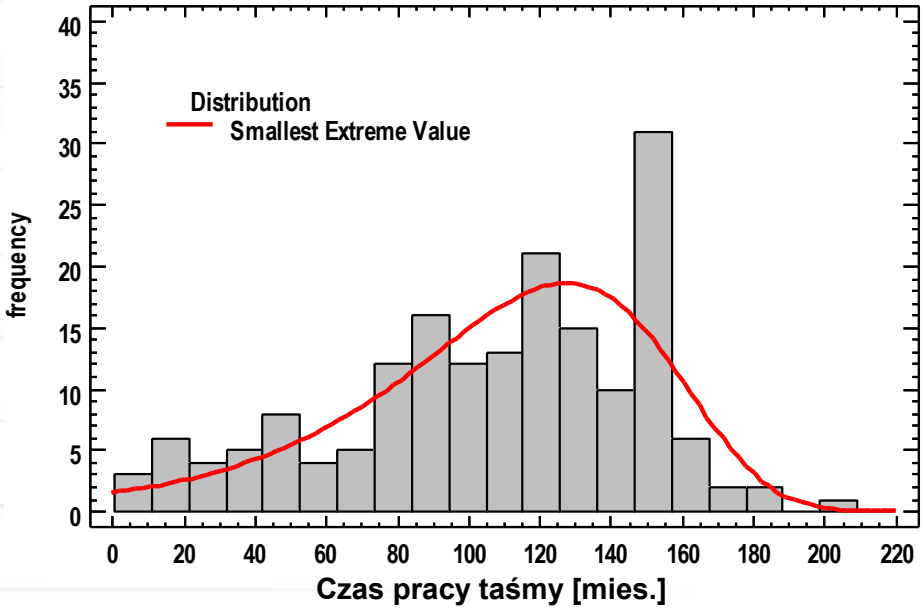
Histogram długości wymienianych odcinków taśm



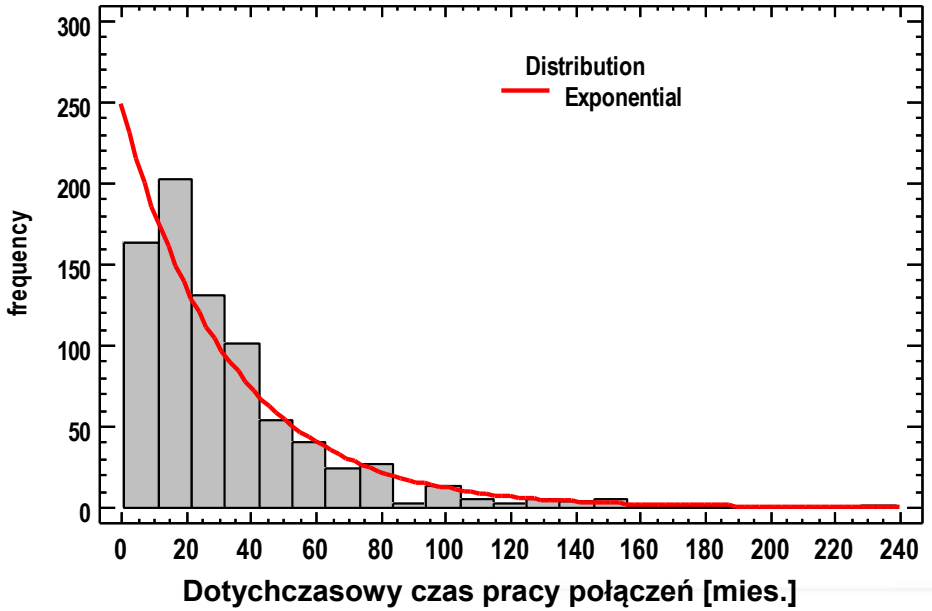


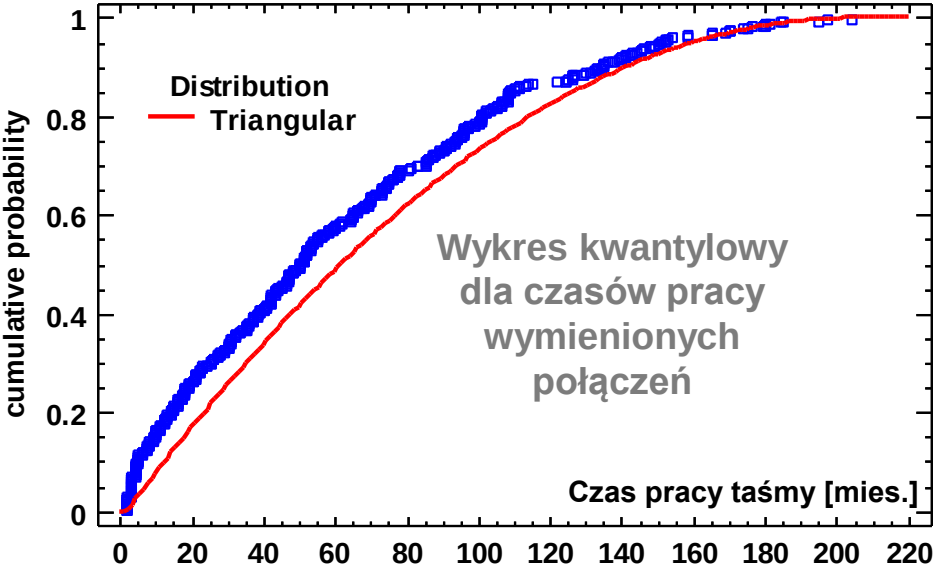


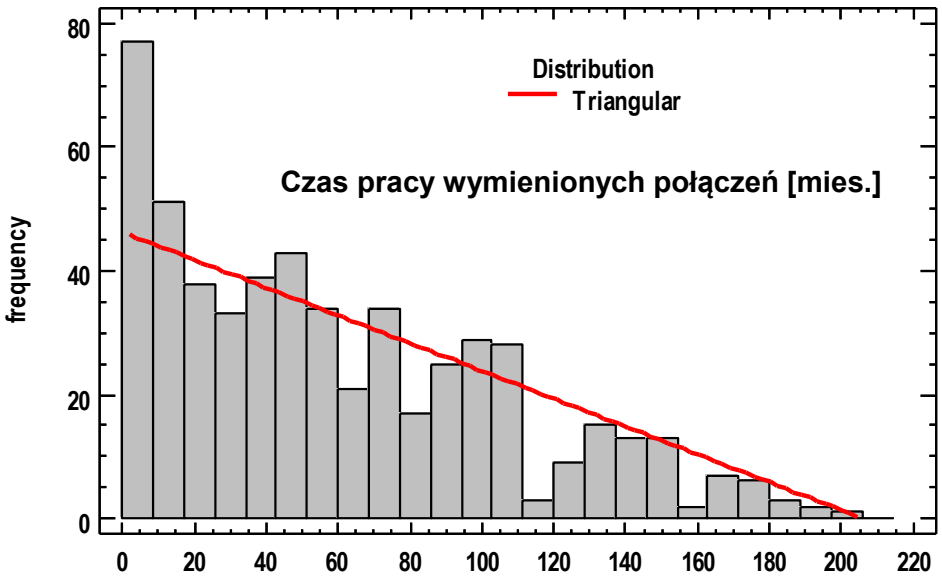
Histogram czasów pracy wymienianych odcinków taśm



Histogram dotychczasowego czasu pracy połączeń w pętli

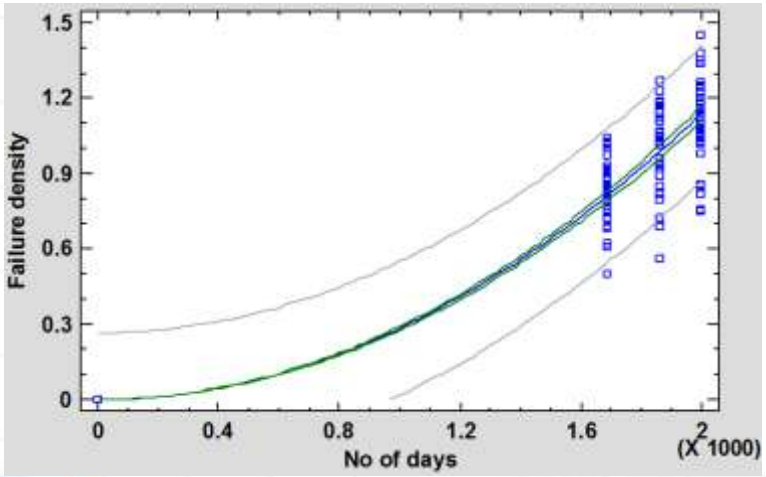


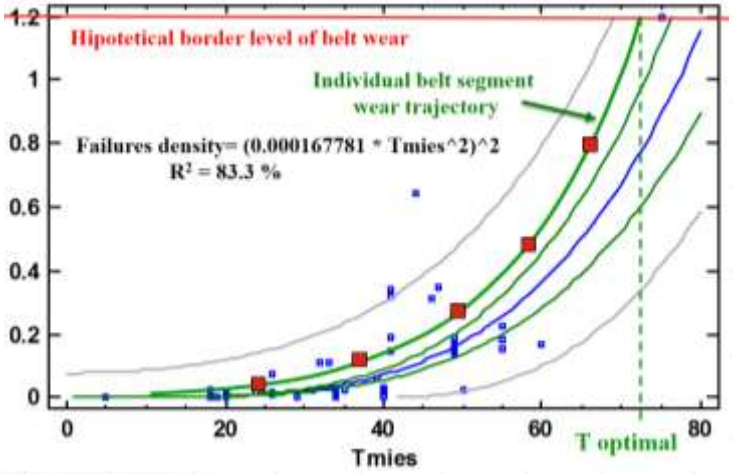




Nieliniowe tempo zużywania się taśmy

- Proponujemy zastąpienie oczekiwanego czasu pracy (kalendarzowego lub efektywnego) odcinków taśm i połączeń przez oczekiwany czas do osiągnięcia granicznego poziomu gęstości uszkodzeń identyfikowanych i weryfikowanych w trakcie regularnego (cyklicznego lub ciągłego) skanowania pętli taśm
- Pozostały czas pracy taśmy lub złącza może być korygowany na podstawie określonego rzeczywistego zużycia – indiywidualne trajektorie tempa zużycia mogą być opracowywane na danych rzeczywistych i dla konkretnego przenośnika pracującego w określonym warunkach, co jest dokładniejsze niż pozostały czas pracy określony statystycznie dla czasu kalendarzowego





Mirosław Bajda, Ryszard Błażej, Leszek Jurdziak

Politechnika Wrocławska

Podsumowanie

- Przenośniki taśmowe są szeroko stosowane w górnictwie do transportu urobku zarówno w kopalniach podziemnych, jak i w odkrywkowych
- **Połączenia taśm, z uwagi na ich niższą wytrzymałość i trwałość, stanowią najsłabsze ogniwo w strukturze szeregowej, która jest pętlą taśm z punktu widzenia teorii niezawodności**
- Z upływem czasu taśmy i połączenia zużywają się i są poddawane różnym losowym uszkodzenim
- Zerwanie ciągłości pętli (np. z powodu zerwania połączenia) powoduje przedłużające się przestoje awaryjne, które wiążą się z wysokimi kosztami i stratami produkcji
- Połączeniom taśm nie poświęca się jednak wystarczająco dużo uwagi, chociaż kluczowy jest ich wpływ na niezawodność i koszty (m.in. nie analizuje się trwałości taśm i połączeń, częstości awarii oraz skutków postojów awaryjnych)
- Wstawiania nowego odcinka taśmy w miejsce uszkodzonego fragmentu taśmy odbywa się bez analizy ekonomicznej korzyści i kosztów sposobu wymiany, choć ma on wpływ na niezawodność całej pętli i długofalowe koszty transportu
- Priorytetem jest bowiem szybkie przywrócenia pracy przenośników i oszczędzanie drogiej taśmy
- Rosnąca liczba połączeń i odcinków taśm w pętli obniża jej niezawodność i zwiększa zagrożenie awariami powodującymi:
  - **straty produkcyjne** (np. awarie przenośników na głównych magistralach transportowych),
  - **zagrożenie życia ludzi** (np. awarie pętli taśm na przenośnikach transportujących ludzi)

Podsumowanie

- Rozwiązaniem jest cyfrowa rewolucja (**Transport taśmowy 4.0**):
  - **Monitoring taśm i połączeń**
    zapobiegający nagłym uszkodzeniom i pozwalający prowadzić wymiany prewencyjne
  - **Komputurowo wspomagana gospodarka taśmami**
    (z bazą wszystkich odcinków i połączeń oraz historią ich wymian i awarii oraz danymi o kosztach zakupu taśm oraz realizacji ich połączeń)
    wspomagająca podejmowanie racjonalnych ekonomicznie decyzji uwzględniających długofalowe skutki
- Kopalnie mogą same się tym zajmować lub zlecań opiekę nad taśmami na zewnątrz (outsourcing)
- W górnictwie odkrywkowym węgla brunatnego odpowiedzialność jest
  - współdzielona pomiędzy kopalnię a firmę serwisową (np. w Polsce) lub
  - przekazana całkowicie firmie serwisowej (10–letni kontrakt pomiędzy RWE Power i firmą REMA Tip Top)
- **Firma serwisowa nie może przejąć odpowiedzialności za zapewnienie ciągłości transportu** (włacznie z pokryciem strat postojowych), gdy:
  - **jakość i trwałość połączeń taśm nie spełnia standardów**
  - **nie korzysta ona z urządzeń diagnostycznych monitorujących stan taśm i połączeń** zabezpieczających pętlę taśm przed awariami i pozwalających na prowadzenie prewencyjnych napraw i wymian odcinkó taśm oraz ich połączeń

Analiza ekonomiczna wymian odcinków i połączeń taśm w oparciu o wyniki badania ich stanu

Mirosław Bajda
Ryszard Błażej
Leszek Jurdziak





http://www.businessdaily.co.zw/public/images/articles/Platinum worker.jpg

http://www.at-minerals.com/imgs/101317551_d1ea177400.jpg

Projekt badawczy finansowany w ramach Programu Badań Stosowanych PBS 3 ścieżka A, umowa nr PBS3/A2/17/2015 „Złącza wieloprzekładkowych taśm przenośnikowych o zwiększonej trwałości eksploatacyjnej" realizowany w konsorcjum z firmą NILOS POLSKA sp. z o.o.

Politechnika Wrocławska

KGHM ZANAM

Zdalne sterowanie, monitoring parametrów pracy oraz automatyczne skrzynie biegów w maszynach produkcji KGHM ZANAM

Andrzej Baran

Szkoła Eksploatacji Podziemnej, 26-28.02.2018

PLAN PREZENTACJI

- Ładowarka LKP-0406 wyposażona w system zdalnego sterowania
- Ładowarka LKP-0702 wyposażona w automatyczną skrzynię biegów
- Monitoring parametrów pracy samojezdnych maszyn górniczych
  - Rejestrator danych
  - Standard SYNAPSA
  - Monitoring parametrów pracy maszyn wiercących i kotwiących
  - Standard IREDES
  - Oprogramowanie MineOpt
  - Funkcjonalność serwisowa

Zdalnie sterowana ładowarka LKP-0406 (1/3)



Podstawowe dane	
- Pojemność łyżki	1,5 m^3
- Udźwig w łyżce	4 t
- Masa całkowita maszyny	15,4 t
- Długość	7,87 m
- Szerokość	1,80 m
- Wysokość	1,87 m
- Moc silnika	90 kW

Zdalnie sterowana ładowarka LKP-0406 (2/3)











Zdalnie sterowana ładowarka LKP-0406 (3/3)

Cechy zdalnego sterowania:

- Wszystkie funkcje maszyny są sterowane elektrycznie (m.in. układy: skrętu, jazdy, roboczy; oświetlenie; wyzwalanie instalacji gaśniczej)
- Komunikacja między sterownikami maszyny, a systemem zdalnego sterowania odbywa się za pośrednictwem magistrali CAN
- Dostosowany do wymagań kopalń na terytorium Kanady
- Operator podczas fedrunku znajduje się w bezpiecznej strefie poza maszyną
- Możliwość płynnej zmiany sterowania ze zdalnego na manualne bez wyłączania silnika spalinowego (po zmianie trybu operator ma 60 sekund na zmianę sposobu sterowania, jeżeli nie zrobi tego w tym czasie, to silnik maszyny zgaśnie)

Ładowarka LKP-0702 z automatyczną skrzynią biegów (1/3)



Podstawowe dane	
- Pojemność łyżki	3,3 m^3
- Udźwig w łyżce	6,8 t
- Masa całkowita maszyny	21,2 t
- Długość	8,98 m
- Szerokość	2,80 m
- Wysokość	2,50 m
- Moc silnika	168 kW

Ładowarka LKP-0702 z automatyczną skrzynią biegów (2/3)



Zalety zastosowania sterownika automatycznej skrzyni biegów:

- Automatyczna zmiana biegów w zależności od obciążenia maszyny
- Aktywacja funkcji lock-up (podczas hamowania hamulcem górskim oraz w trybie automatycznym)
- Możliwość aktywacji hamulca górskiego oraz funkcji lock-up podczas wciśnięcia pedału hamulca bez konieczności aktywacji za pomocą przycisku
- Możliwość używania skrzyni biegów zarówno w trybie automatycznym jak i manualnym

Ładowarka LKP-0702 z automatyczną skrzynią biegów (3/3)



Zabezpieczenie skrzyni biegów dzięki zastosowaniu sterownika automatycznej skrzyni biegów:

- Podczas próby zmiany kierunku przy prędkości powyżej 5,1km/h, skrzynia zredukuje biegi, w celu zmniejszenia prędkości maszyny, po czym zmieni kierunek jazdy
- Uniemożliwi zmianę kierunku jazdy przy obrotach silnika powyżej 1500 obr./min
- Uniemożliwi jazdę przy za niskim ciśnieniu oleju na sprzęgłach skrzyni biegów oraz przy za wysokiej temperaturze zmiennika momentu
- W przypadku zbyt wysokich obrotów podczas staczania się maszyny, skrzynia automatycznie zmieni bieg na wyższy, aż do biegu maksymalnego
- Automatyczna skrzynia biegów nie pozwoli zmienić biegu na niższy, jeżeli prędkość obrotowa skrzyni zostałaby wtedy przekroczona

Maszyny wyposażone w automatyczne skrzynie biegów

Ładowarki:

- LKP-1601B
  - Udźwig 16 ton
  - Moc silnika 295kW
- LKP-0903
  - Udźwig 9t
  - Moc silnika 181kW
- LKP-0900B
  - Udźwig 9t
  - Moc silnika 181kW
- LKP-0702
  - Udźwig 6,8t
  - Moc silnika 168kW

Wozy odstawcze:

- CB4-20TB
  - Ładowność 20t
  - Moc silnika 149kW
- CB4-24TB
  - Ładowność 24t
  - Moc silnika 179kW



Rejestrator parametrów pracy maszyn

Obsługiwane standardy rejestracji danych:

- SYNAPSA
- IREDES





Standard SYNAPSA (1/2)

Zaleta:
Dane są rejestrowane z dużą częstotliwością (do 1 sekundy),
co umożliwia dokładną analizę parametrów pracy maszyn.

Monitoring silnika, układ jazdy i układu roboczego	
Obroty silnika	Ciśnienie oleju skrzyni biegów
Moment obrotowy	Temperatura oleju Z. M.
Położenie pedału gazu	Temperatura oleju hydraulicznego
Ciśnienie oleju silnika	Włączony bieg
Temperatura cieczy chłodzącej	Prędkość maszyny
Zużycie paliwa	Przejechany dystans
Godziny pracy silnika	Ciśnienie hamowania
Temperatura oleju silnika	Ciśnienie układu roboczego

Standard SYNAPSA (2/2)

Monitoring parametrów pracy maszyn wiercących i kotwiących	
Ilość odwierconych otworów	Kierunek posuwu narzędzia
Długości odwierconych otworów	Rodzaj kotwy
Średnica narzędzia	Moment dokręcania kotwy
Czas pracy wiertarki	Ilość zabudowanych kotew
Ciśnienie posuwu narzędzia	Długość Kotwy
Ciśnienie udarów wiertarki	Napięcie zasilania silnika elektrycznego
Ciśnienie obrotów wiertarki	Zużycie energii elektrycznej
Postęp wiercenia	Czas pracy silnika elektrycznego

Monitoring parametrów pracy maszyn wiercących i kotwiących (1/2)



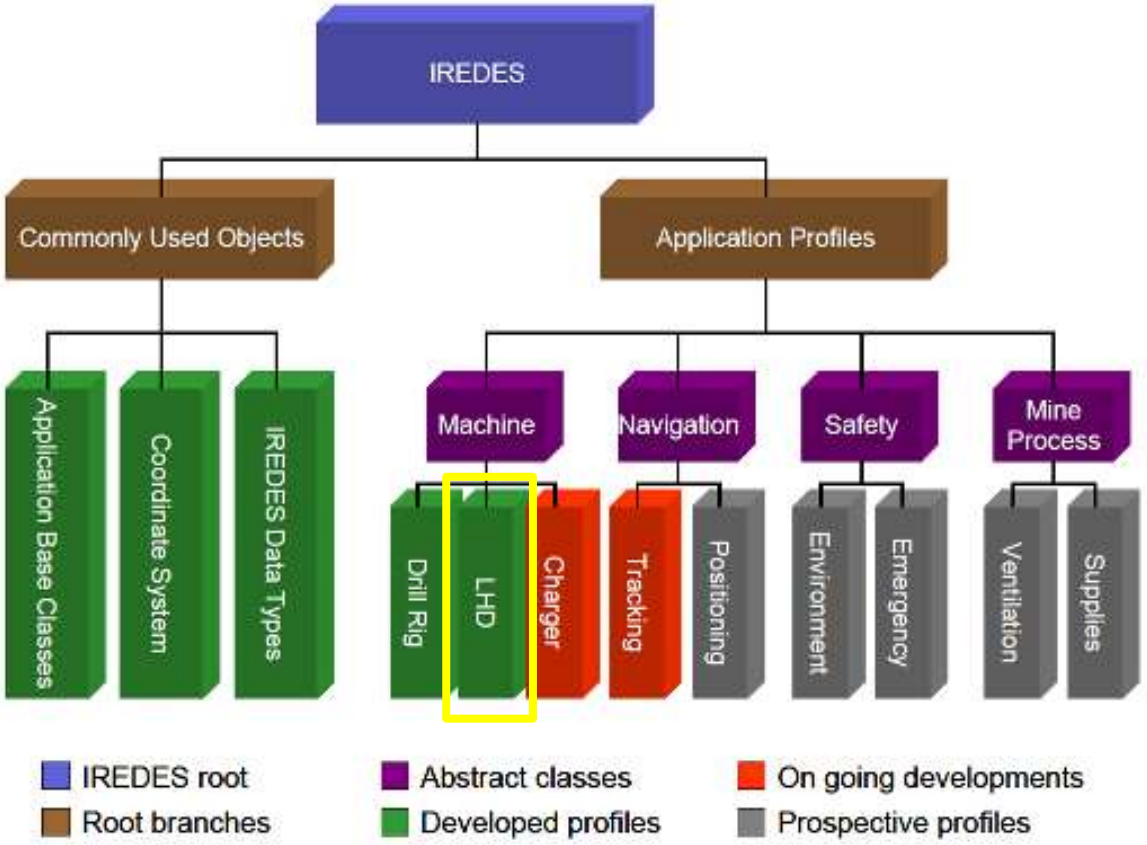
Monitoring parametrów pracy maszyn wiercących i kotwiących (2/2)



Standard IREDES (1/4)

Zalety:

- Opiera się na przesyłaniu danych statystycznych w formacie *.xml
- Ilość danych, którą zajmują raporty IREDES jest niewielka (500kB na dobę z jednej maszyny), co ułatwia przesyłanie i przechowywanie danych



Standard IREDES (2/4)

LHDTruck v1.0 (Equipment Profile):

- **Production Plan**
  - Parametry związane z zaplanowaną pracą
- **Production Performance Reporting (zaimplementowany w rejestratorze danych)**
  - Parametry związane z wykonaną pracą
- **Production Quality Reporting**
  - Parametry związane z jakością wykonanej pracy

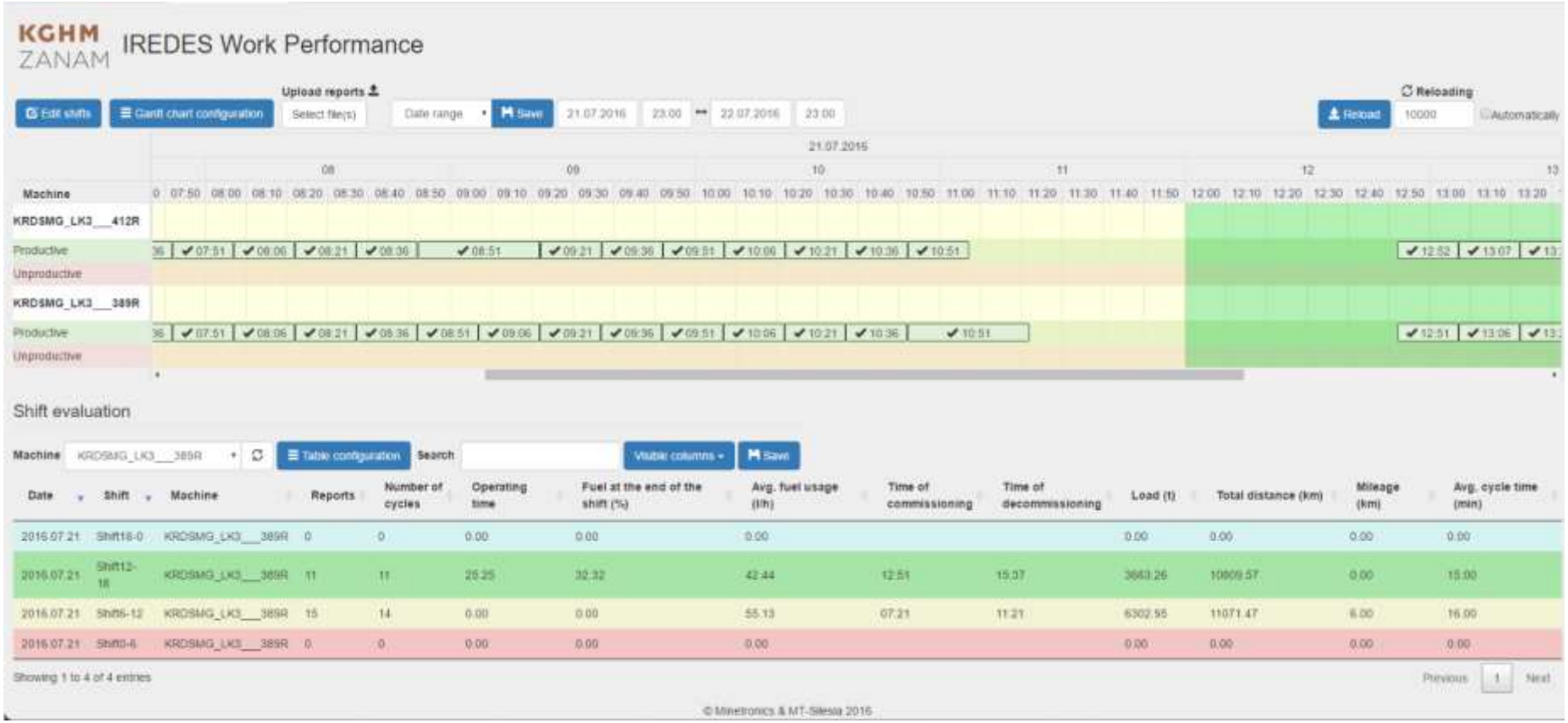
IREDES (3/4) – profil LHD

Część raportu	*Nazwa pola*	*Opis*
Nagłówek	FileCreateDate	Rzeczywisty czas utworzenia pliku raportu. Pole uzupełniane jest w momencie, raport jest gotowy do wysłania.
	ReportId	Unikalny numer raportu.
	StartLogTime	Czas rozpoczęcia pomiarów dla danych w raporcie.
	EndLogTime	Czas zakończenia pomiarów dla danych w raporcie.
Standard profilu wydajnościowego	LTPPCyclTot	Ilość cykli zarejestrowanych w okresie raportowania.
	LTPPdistTot	Dystans pokonany przez maszynę we wszystkich cyklach zarejestrowanych w okresie raportowania.
	LTPPloadTot	Ładunek przetransportowany przez maszynę we wszystkich cyklach zarejestrowanych w okresie raportowania.
	LTPPLcycl	Ilość cykli pracy wykonanym na określonej trasie w okresie raportowania.
	LTPPLdist	Dystans pokonany przez maszynę we wszystkich cyklach na określonej trasie w okresie raportowania.
	LTPPLmass	Ładunek przetransportowany przez maszynę we wszystkich cyklach na określonej trasie w okresie raportowania.
	LTPPStartTime	Czas rozpoczęcia pracy na danej trasie.
	LTPPEndTime	Czas zakończenia pracy na danej trasie.
Stopka	FileCloseDate	Rzeczywisty czas zakończenia generowania pliku.

IREDES (4/4)– profil KGHM ZANAM (poza standardem)

Nazwa pola	*Opis*
LTPPMachineId	Numer identyfikacyjny SMG.
LTPPOperatingHours	Czas pracy SMG.
LTPPFuelLevel	Wskazanie poziomu paliwa pod koniec okresu raportowania.
LTPPFuelUsage	Średnie zużycie paliwa w okresie raportowania.
LTPPSpeed	Sekcja parametrów zawierająca zagregowane dane dotyczące prędkości SMG w okresie raportowania.
LTPPMaxSpeed	Obowiązkowy parametr *gear* o wartościach [-4 : 4]. Zawiera najwyższą zanotowaną prędkość w okresie raportowania dla poszczególnych biegów.
LTPPAvgSpeed	Obowiązkowy parametr *gear* o wartościach [-4 : 4]. Zawiera średnią prędkość w okresie raportowania dla poszczególnych biegów. Jeśli określony bieg nie został wybrany parametr przyjmuje domyślną wartość 0.
LTPPDistance	Sekcja parametrów zawierająca zagregowane dane dotyczące dystansu pokonanego przez SMG w okresie raportowania.
LTPPGearDistance	Obowiązkowy parametr *gear* o wartościach [-4 : 4]. Zawiera dystans pokonany przez SMG na poszczególnych biegach w okresie raportowania.
LTPPDebugReportReason	Dodatkowa informacja określająca przyczynę wygenerowania raportu.

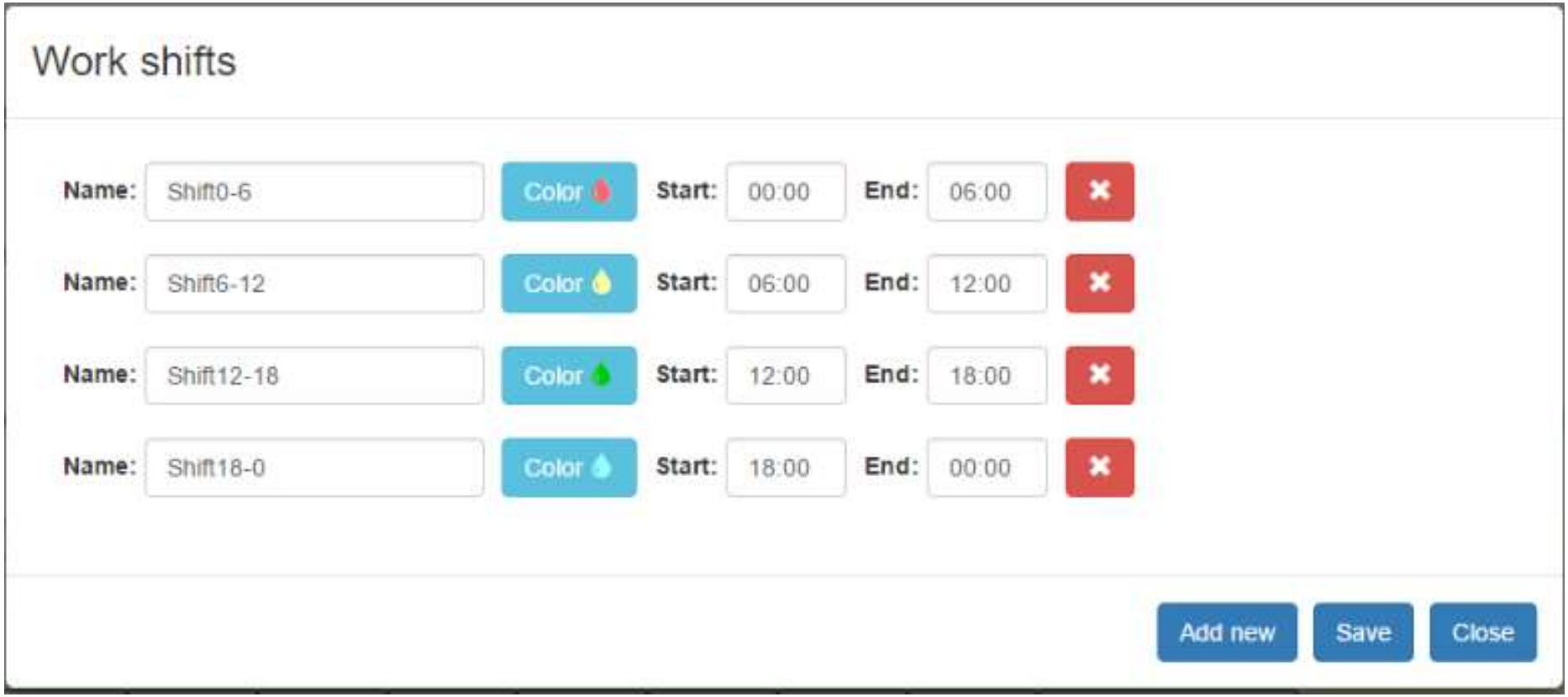
Oprogramowanie MineOpt (1/3) – Panel Główny



Na panelu są widoczne:

- Lista maszyn, które wysłały dane do serwera
- Statystyki dotyczące wykorzystania maszyny w ciągu zmiany (początek i koniec pracy, faktycznie przepracowany czas, przejechany dystans, zużycie paliwa)

Oprogramowanie MineOpt (2/3) – konfiguracja zmian roboczych



Oprogramowanie MineOpt (3/3) – raport z okresu czasu

KRDSMG_LK3___389R

Time:

From: 21/07/2016 08:21:50
To: 21/07/2016 08:36:50

Work cycles: 1

Total distance (km): 768.56

Mileage (km): 0.0

Load (t): 879.95

Operating hours (h): 18.25

Fuel (%):

Level (%): 99.74
Usage (l/h): 72.43

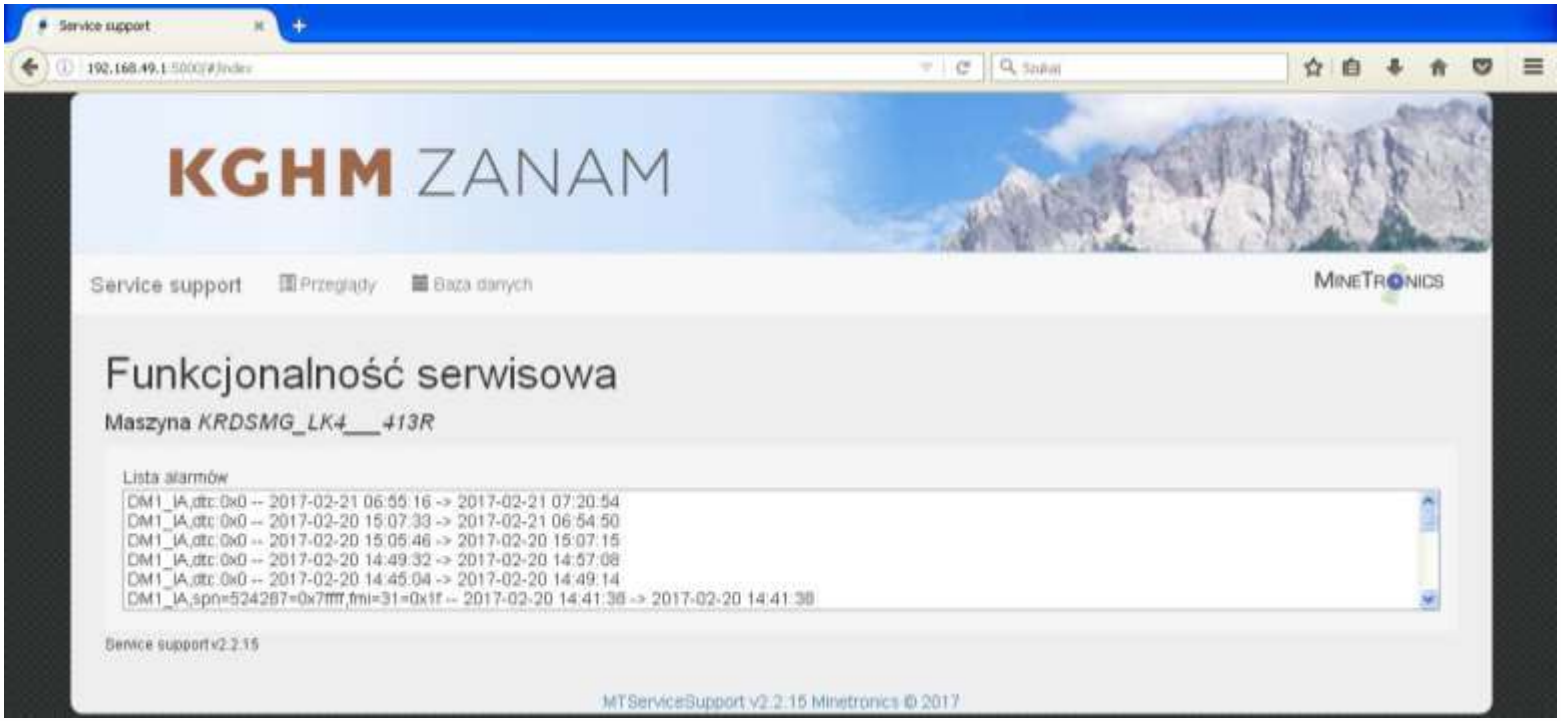
Gear	Max. speed (km/h)	Avg. speed (km/h)	Distance (km)
N	2.56	0.45	3.84
1	2.74	0.81	2.32
2	0.93	1.24	0.06
3	0.92	0.75	0.4
4	0.0	0.0	0.0
-1	2.14	1.22	2.31
-2	1.3	1.65	1.63
-3	0.58	1.01	0.79
-4	0.08	0.07	0.19

Close

Aplikacja serwisowa (1/3)

Rejestracja:

- Ostrzeżeń i Alarmów dla przekroczeń parametrów pracy
- Błędów silnika



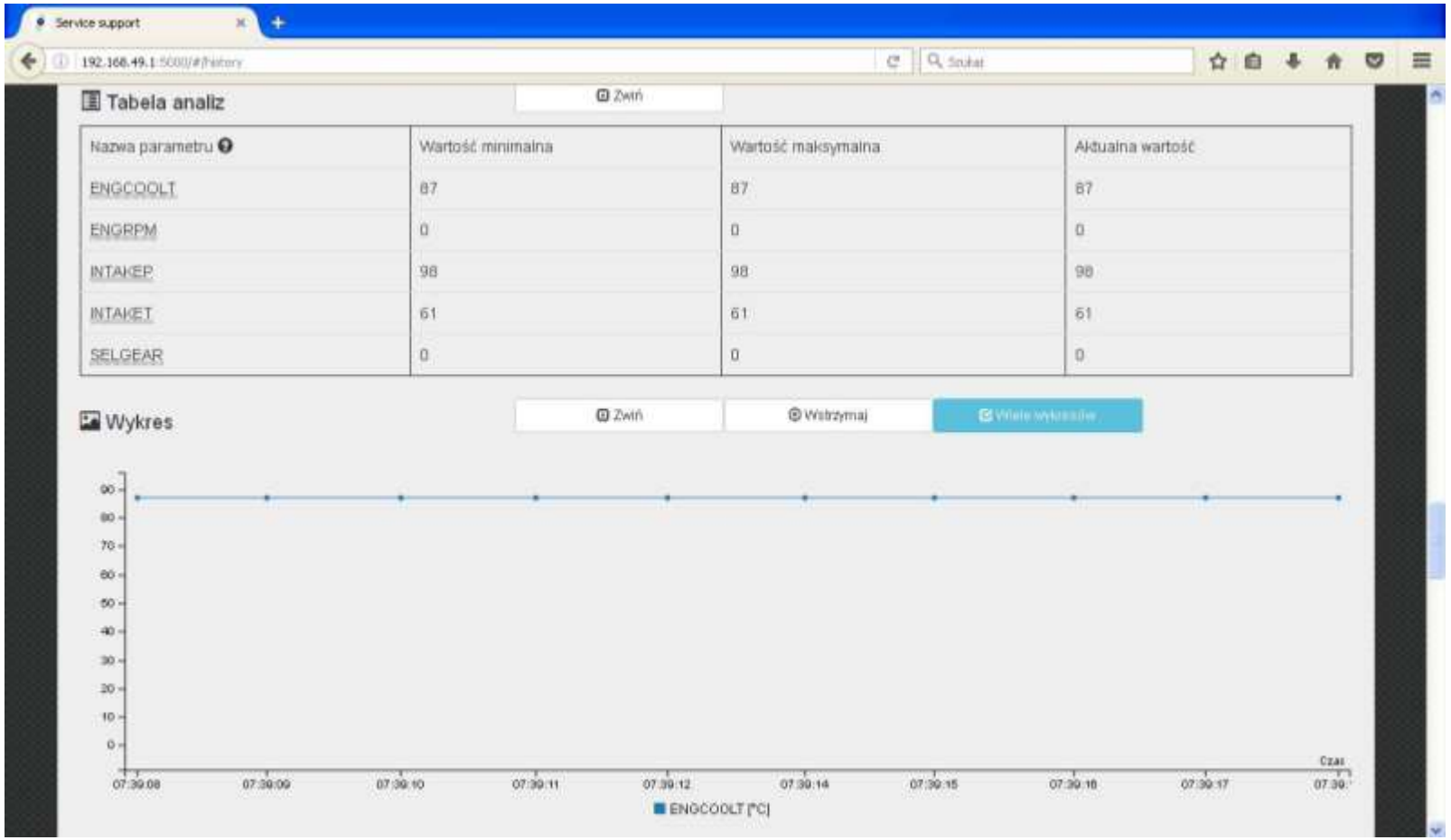
Aplikacja serwisowa (2/3)

Rejestracja przeglądów technicznych maszyny



Aplikacja serwisowa (3/3)

Podgląd aktualnych danych oraz danych z okresu czasu



Podsumowanie

- Zdalne sterowanie
  - Umożliwia pracę maszyn w miejscach, gdzie przebywanie operatora jest niebezpieczne
- Automatyczne skrzynie biegów
  - Zwiększają funkcjonalność układów jazdy
  - Zabezpieczają skrzynie biegów przed uszkodzeniami
- Monitoring parametrów pracy
  - dostarcza danych dotyczących eksploatacji maszyny
  - wspomaga proces serwisowania

KGHM ZANAM

Dziękuję za uwagę



Perspektywy zastosowania bezzałogowych systemów monitorowania wyrobisk podziemnych

Łukasz Bednarczyk, Andrzej Mikołaj
PGG S.A. Oddział KWK Wieczorek

STRESZCZENIE: Współcześnie nastąpił dynamiczny rozwój systemów monitorowania opartych o małogabarytowe aparaty bezzałogowe. W artykule omówiono możliwości wdrożenia takich systemów w górnictwie podziemnym, gdzie w odniesieniu do wysokich kosztów pracy oraz zagrożenia zdrowia i życia górników, taki system jest bardzo pożądany. Przedawniono zarys projektu koncepcyjnego aparatu bezzałogowego poruszającego się po torze wiodącym oraz wskazano perspektywy użycia systemów w pełni autonomicznych.

SŁOWA KLUCZOWE: Roboty górnicze, mobilne roboty inspekcyjne, kontrola wyrobisk, bezzałogowe systemy monitorowania

1. WSPÓŁCZESNE BEZZAŁOGOWE SYSTEMY MONITOROWANIA, OBSZARY ZASTOSOWANIA

Bezzałogowe systemy inspekcyjne i monitorowania znajdują zastosowanie wszędzie tam, gdzie obserwacje wykonywane przez ludzi wiążą się z dużymi kosztami, występują zagrożenia dla zdrowia i życia ludzi lub są niewykonalne ze względów technicznych, Wybrane przykłady zastosowania to: rozpoznanie meteorologiczne; wykonywanie zdjęć dla celów kartograficznych; akcje ratowniczo–poszukiwawcze; określanie wielkości zniszczeń w przypadku katastrof, monitorowanie obiektów skażonych; sprawdzanie obszarów leśnych pod kątem pożarów monitorowanie stanu technicznego linii energetycznych; monitorowanie zagrożeń lawinowych; szerokie zastosowanie militarne w zakresie: zobrazowania pola walki dla dowódców różnych szczebli i wskazywanie obiektów; prowadzenia akcji gaśniczych; dokonywanie inspekcji wewnątrz rurociągów, kanałów ściekowych i wentylacyjnych; przeszukiwania gruzowisk. [1], [2] [7], [9], [12]. Mobilne roboty inspekcyjne są istotne są również dla górnictwa, z uwagi na możliwość wykorzystania ich do oceny poziomu zagrożenia w miejscu możliwie najbliższym źródła oraz do oceny stanu wyrobiska, co umożliwia podjęcie szybszej i trafniejszej decyzji o dalszych działaniach.[6] zestawienie górniczych robotów inspekcyjnych przedawniono w tabeli 1.

Tabela 1. Zestawienie robotów inspekcyjnych przeznaczonych do użycia w górnictwie podziemnym [3], [6]
Table 1. Comparison of inspection robots designed for use in underground mining [3], [6]

Producent	Trakcja	Napęd	Wymiary	Parametry ruchu	Wyposażenie
,,Groundhog''Carangie Mellon University Robot Research Center (USA)	podwozie kołowe 4x4	hydrauliczno-elektryczny		zasięg 3 km Prędkość 0,15 m/s	skaner laserowy
,,Numbat'' Commonwealth Scientific and Industrial Research Organization (Australia)	podwozie kołowe 8x8	elektryczny 2 x 750 W	2x1,65 m	czas działania 5÷8 h Prędkość 2 km/h	kamery TV i IR czujniki gazów CO, CO_2
Górniczy Mobilny Robot Inspekcyjny Gmri – Instytuty EMAG i PIAP (Polska)	kołowe i golenie wsporcze ruch poprzez siłowniki	pneumatyczny	możliwy transport przez otwory Ø 800	maksymalne nachylenia do 30°, zasięg 500 m	kamery, czujniki gazów CO, CO_2, CH_4, O_2,

Pośród bezzałogowych systemów obserwacji najpopularniejsze są platformy latające, sterowane drogą radiową lub autonomiczne. Można również wywnioskować, że jednym z aktualnie panujących trendów na świecie, jest dążenie do konstruowania małych, tanich, bezzałogowych systemów.[5] W przestrzeniach zamkniętych, takich jak rurociągi, kanały, wyrobiska podziemne, systemy obserwacji bazują na platformach lądowych, sterowanych przewodowo lub radiowo przez operatora w czasie rzeczywistym[7], najczęściej stosowany jest napędem elektrycznym wyjątkiem jest rozwiązanie GMRI gdzie zastosowano napęd pneumatyczny dzięki czemu udało się uzyskać w pełni możliwość pracy w strefie zagrożonej wybuchem, kosztem pogorszenia własności trakcyjnych. W przypadku mobilnej platformy inspekcyjnej zastosowanie silników elektrycznych w porównaniu do pneumatycznych wydaje się mieć lepsze perspektywy [3] Zdalnie sterowane roboty pożarnicze minimalizują bezpośrednie zagrożenie człowieka, stąd rosnące zainteresowanie tego typu konstrukcjami. [11] Najczęściej identyfikacja środowiska i zagrożeń opiera się na analizie obrazu z kamer i dedykowanych czujników. [10]

2. CHARAKTERYSTYKA WYROBISKA PODZIEMNEGO KOPALNI WĘGLA KAMIENNEGO JAKO ŚRODOWISKO PRACY MOBILNEGO APARATU BEZZAŁOGOWEGO

W odniesieniu do mobilnego aparatu inspekcyjnego sieć wyrobisk podziemnych w kopalni węgla kamiennego charakteryzuje się: strefą zagrożoną wybuchem metanu i pyłu węglowego; trudnymi i zmiennymi warunkami spągowymi (podłoże od suchego zapylonego do grzęzawisk błotnych); dużymi nachyleniami; rozlewiskami wodnymi; odziaływaniem górotworu na obudowę i spąg; zmiennymi warunkami strumienia powietrza na skrzyżowaniach i w samym przekroju wyrobiska; licznymi skrzyżowaniami; zakłóceniami i tłumieniem sygnału radiowego; osiadaniem pyłu; agresywnymi chemicznie wodami płynącymi i wykraplającymi się; wieloma przeszkodami terenowymi (torowiska kolei podziemnej, tamy wentylacyjne, rurociągi, schody, progi, pomosty, kłody drewniane, elementy złomowe).

3. ZAKRES MOŻLIWOŚCI WYKORZYSTANIA BEZZAŁOGOWYCH SYSTEMÓW MONITOROWANIA W GÓRNICTWIE

Opcje zastosowania bezzałogowych systemów monitorowania w wyrobiskach podziemnych dotyczą zastąpienia kontroli wykonywanych przez ludzi oraz realizowanie kontroli niemożliwych do wykonania przez pracowników w przypadkach: kontroli rutynowych i po awariach; penetracji odizolowanych rejonów; prowadzenia akcji ratowniczych; podczas doświadczeń, (np. podziemny georeaktor). Zadaniem bezzałogowego sytemu monitorowania jest wykonanie bezpośredniej kontroli mobilnym aparatem bezzałogowym we wskazanych wyrobiskach, w zakresie: pomiarów stężania gazów w atmosferze kopalnianej, parametrów fizycznych powietrza; oceny stanu i zmiany stanu obudowy;określenie obszarów zalanych; rozpoznanie uszkodznenia wyposażenia wyrobiska (rurociągów, przewodów);określnie skutków wstrząsów i odprężeń; określnie skutków awarii energomaszynowych; rozpoznanie ognisk potencjalnego samozagrzewania węgla oraz powiązanie wyników pomniaru z konkretnym miejscem.

Tabela 2. Podstawowe wyposażenie bezzałagowego mobilnego aparatu inspekcyjnego do pracy w podziemnych wyrobiskach kopalni węgla kamiennego.
Table 2: Basic equipment of unmanned inspection vehicle used in underground pits of hard coal mine.

Urządzenie	Wymagania
Kamera TV	Rejestracja obrazu w paśmie widzialnym
Reflektor światła białego	Skojarzony z kamerą TV pozwalający na obserwację na dystancie minimum 15 m
Kamera termowizyjna	Zakres rozróżnienia obikietów o temp od 0 do 80°C
Czujnik(i) gazów	CH_4 (na wysokość minimum 1,5 m), O_2, CO, CO_2
Termometr	Zakres pomiarowy 0÷60°C
Higrometr	0÷100%
Jednostka zapisu danych	Zapis wszystkich wyników dokonanych pomiarów powiązanych z czasem i miejscem

Należy rozpatrzyć możliwość rozbudowania wyposażenia platformy mobilnej o dodatkowe wyposarzenie do realizacji zadań o charakterze specjalnym, np. czujnków nadajnków GLON, czujnkiów wskazanych gazów, pompę do pobierania próbek powietrza, laser 3D.
Aparaty inspekcyjne oprócz wymagań funkcjonalnych muszą spełniać wymagania dyrektyw europejskich, takich jak ATEX, EMC i maszynowej MD. O ile wdrożenie rozwiązań dotyczących spełnienia wymagań dyrektyw EMC i MD nie ogranicza funkcjonalności robota, o tyle zastosowanie masywnych osłon ognioszczelnych, osłon z nadciśnieniem czy hermetyzacji powoduje wzrost masy i gabarytów, a co za tym idzie – pogorszenie funkcjonalności maszyny. Jednakże zastosowanie pojedynczych lub nawet podwójnych niezależnych środków budowy przeciwwybuchowej jest konieczne, aby urządzenie nie stało się nawet w warunkach najbardziej niekorzystnego uszkodzenia źródłem zapłonu otaczającej mieszaniny wybuchowej. [13] Ponadto aparaty muszą spełnić wymagania odpowiednich norm oraz przepisów z zakresu i kompatybilności elektromagnetycznej.[8] Wymagania techniczne, które musi spełnić system

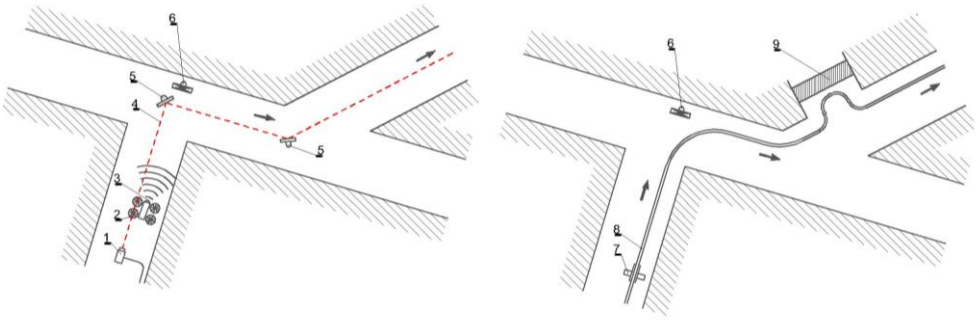
monitorowania wyrobisk dotyczy zarówno aparatu mobilnego jak i pozostałych elementów które będą znajdować się w wyrobiskach.

Tabela 3. Wymagane parametry techniczne mobilnego aparatu do pracy w podziemnych wyrobiskach kopalni węgla kamiennego.
Table 3: Required technical parameters of unmanned inspection vehicle used in underground pits of hard coal mine.

Parametr	Wartość graniczna		Wartość optymalna
	maksymalna	minimalna	
Masa własna	15 kg	0,5 kg	1,5 kg
Dystans	40 km	5 km	10 km
Prędkość	3,5 m/s	1 m/s	2 m/s
Maksymalne wzniesienia	90°	15°	30°
Autonomia	48 h	6 h	12 h
Skrajnia (przekrój kołowy)	Ø 1,0 m	Ø 0,2 m	Ø 0,75 m
Głębokość brodzenie	1,5 m	0,2 m	0,4 m
Pokonywanie progów o wysokości	1 m	0,2 m	0,4 m
Pokonywanie rowów o szerokości	0,5 m	0,2 m	0,3
Odporność na strumień powietrza o prędkości	20m/s	5m/s	12 m/s
Praca w atmosferze zagrożonej wybuchem CH_4 i pyłu węglowego	Tak		
Stopień ochrony obudowy	IP68	IP54	IP54
Zakres temperatury pracy	70°C	0°C	2÷50°C

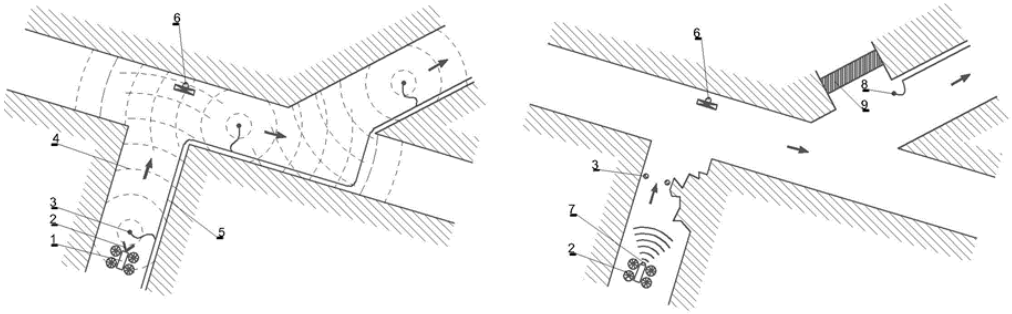
4. STEROWANIE APARATAMI BEZZAŁOGOWYMI W WYROBISKACH PODZIEMNYCH

W powszechnie stosowanych systemach monitorowania sterowanie mobilnymi aparatami bezzałogowymi realizowane jest: przewodowo (głównie aparaty do inspekcji rurociągów i kanałów); radiowo (częstotliwości WiFi, Bluetooth, RC 2,4 GHz lub inne); laserowo; nawigowanie z wykorzystaniem nawigacji satelitarnej; nawigowanie z wykorzystaniem znajomości kierunku i prędkości ruchu; nawigowanie z wykorzystaniem analizy obrazu.[4]
System sterowania i nawigowania to kluczowa przeszkoda we wdrożeniu systemów bezzałogowych w górnictwie. W wyrobiskach podziemnych metody sterowania można zastosować tylko w ograniczonym zakresie. Najprostszym systemem jest nawigowanie torem prowadzącym (rys 1). Nie wymaga wyposażenia aparatu w system identyfikacji przeszkód oraz pozycjonowania, jednak układ taki wymaga wcześniejszego przygotowania toru na całej długości wyrobisk przeznaczonych do monitorowania. Sposób sterowania wiodącym promieniem lasera (rys 1), przedstawia się następująco, na początku trasy zabudowany jest laser, wysyła wiązkę, która następnie odchylana jest za pomocą luster i odbłyśników kierując wiązkę w wyznaczonym miejscu przekroju wyrobiska tak aby skrajnia ruchu aparatu bezzałogowego ominęła przeszkody oraz uwzględniała niwelację wyrobiska. Aparat wyposażony jest w głowicę optoelektroniczną śledzącą promień wodzący.



Rys 1. Sposób nawigowania promieniem wiodącym lasera oraz nawigowanie torem prowadzacym.
Figure 1 Automated vehicle guiding method by laser beam, and automated vehicle navigating method by guiding line.
1. laser, 2. aparat bezzałogowy, 3. głowica śledząca promień lasera, 4. promień lasera, 5. lustro, 6. punkt topopowiązania 7. aparat bezzałogowy poruszający się po torze prowadzącym, 8.tor prowadzący, 9. tama izolacyjna.

Wadą tego rozwiązania jest to, że laser i układ optyczny jest wrażliwy na oddziaływanie spągu i obudowy wyrobiska, nie można go traktować jako stabilny układ w wyrobiskach gdzie występują wpływy górotworu. Układ optyczny jest też wrażliwy na zapylenie i duże zawilgocenie,. Zapylenie niekorzystnie wpływa również na wiązkę promienia lasera, ogranicza zasięg a w skrajnych przypadkach powoduje rozproszenie promienia. Konieczne jest również zaprogramowanie aparatu tak aby przed lustrem wykonał zwrot nie uderzając w niego. Pewnym obszarem zastosowania takiego nawigowania jest kierowanie rozproszonym promieniem lasera gdzie operator oświetla wskazany punkt, aparat bezzałogowy podażą do wyznaczonego celu dążąc do centrum wiązki, takie nawigowanie można stosować tylko na krótkich dystansach.
Nawigowanie sygnałem radiowym (rys 3) pozwala na sterowanie w czasie rzeczywistym. Operator w dowolnym miejscu (również na powierzchni) otrzymuje wskazanie czujników pomiarowych oraz obraz z kamer. Niestety sygnał radiowy w wyrobiskach podziemnych w obudowie łukowo podatnej podlega bardzo dużemu tłumieniu oraz ze względu na wyposażenie wyrobisk również zakłóceniom. Takie ograniczenia wymuszają zabudowanie stacji referencyjnych z zasilaniem elektrycznym przewodowym lub bateryjnym oraz możliwością przesyłania danych sterujących i pomiarowych. W przypadku zasilania bateryjnego wymagamy jest tylko światłowód transmisji danych. Układ taki wymaga ciągłego sterowania przez operatora. Nawigowanie w pełni autonomiczne (rys 3) jest docelowym systemem nawigowania, jednak najtrudniejszym ze względu na skompilowane warunki środowiska wyrobiska podziemnego, wymaga rozbudowanego układu detekcji przeszkód i warunków fizycznych, oraz układu sterującego o dużej mocy obliczeniowej. Pominięto sterowanie przewodowe ze względu na założenie pracy na dystansach kilu kilometrów.



Rys. 2. Sposoby nawigowania aparatu bezzałogowego sygnałem radiowym przez układ stałych stacji referencyjnych, oraz sposób nawigowania aparatu bezzałogowego w pełni autonomicznego.
Figure 2 Automated vehicle navigating method by radio signal of stable referential stations network, and fully autonomous automated vehicle navigating method.
1. aparat bezzałogowy , 2. antena, 3. stacja referencyjna sygnału sterowania, 4. zasięg sygnału stacji referencyjnej,5. przewód zasilający stacje referencyjne, 6. punkt topopowiazania 8. głowica optoelektroniczna wykrywania przeszkód , 9.dodatkowe oznaczenie przeszkód terenowych, 10. tama izolacyjna, 11. stacja przesyłania danych w trybie alarmowym.

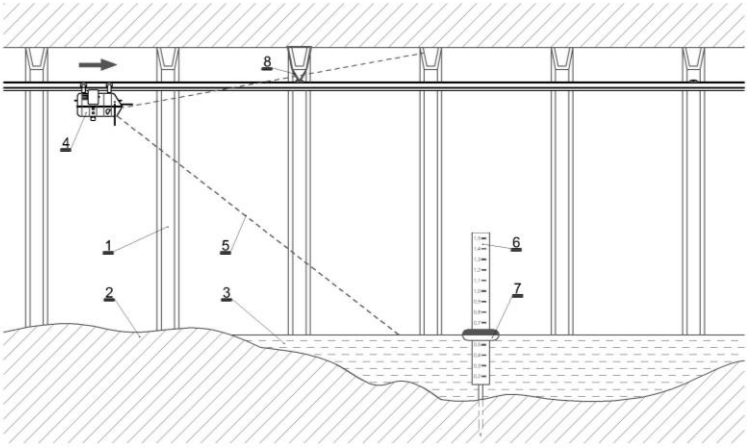
5. DOBÓR PLATFORMY MOBILNEJ

Z powyższych rozważań wynika, że jeśli zakładamy monitorowanie wyrobisk o różnych warunkach spągowych i rozległych obszarów platformy lądowe nie są optymalnym rozwiązaniem, wymagają układu trakcyjnego o dużej dzielności terenowej Wymusza to zastosowanie układu jezdnego z kołami dużej średnicy lub trakcji gąsienicowej co pociąga za sobą duże moce silników a związku z tym duże pojemności akumulatorów dla napędu elektrycznego lub zastosowania napędu spalinowego. Ponadto platforma lądowa lub latająca sterowana autonomicznie może być użyta tylko w przypadku braku przeszkód, zazwyczaj jednak będzie wymagać sterowania w czasie rzeczywistym. Zastosowanie platformy latającej w środowisku wyrobiska podziemnego również ma wiele ograniczeń, małogabarytowe platformy będą bardzo podatne na zmienny strumień powietrza, natomiast ciężkie platformy będą powodować wzbijanie pyłu co w efekcie zwiększy zagrożenie wybuchem pyłu węglowego, ponadto utrudnione będzie zapewnienie możliwość pracy w strefie zagrożonej wybuchem, zwłaszcza w zakresie trudności z odprowadzeniem nagromadzonych ładunków elektrostatycznych.

6. ZARYS PROJEKTU KONCEPCYJNEGO

W celu unikniecie zmagania i się z trudnymi warunkami spągu, ora licznymi przeszkodami, a także trudności sterowania, zaproponowanym rozwiązaniem jest pojazd poruszający się po torze prowadzącym (rys. 4), gdzie zaadaptowany został tok jednoszynowy kolejek podwieszonych, szyn z profilu I155 (I140E), które obecnie w wielu kopalniach są dominującym i perspektywicznym środkiem transportu zabudowane są w wielu wyrobiskach. Pojazd również może poruszać się po szynach kolejki ratowniczej, natomiast na odcinkach gdzie brak toru podwieszonego zaproponowano opracowanie , lekkiego i taniego toru dedykowanego wyłącz-

nie pojazdom inspekcyjnym. Jako sterowanie zaproponowano działanie w trybie autonomicznym od momentu wyjazdu do powrotu na stację dokującą (ładowania i transmisji danych).

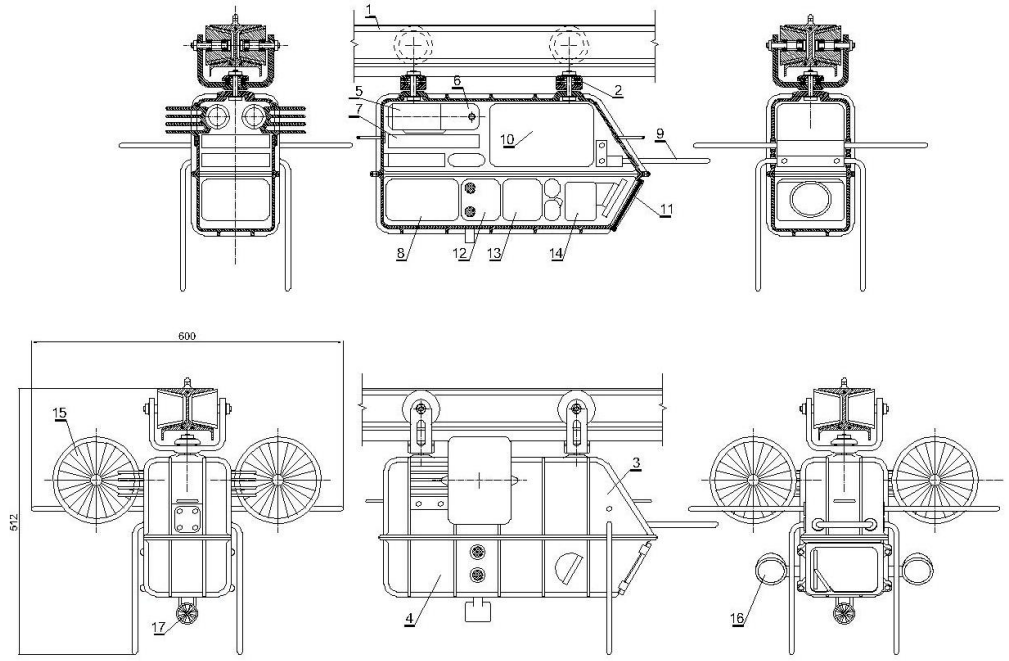


Rys 3 Bezzałogowy aparat monitorujący w zalanym wyrobisku
Figure 3 Unmanned vehicle monitoring inside of flooded pit
1. obudowa, 2. spąg, 3. rozlewisko wodne, 4. bezzałogowy aparat monitorujący , 5. Zakres obserwacji kamerą, 6 łata pomiarowa, 7. pływak, 8. zawiesie toru prowadzącego

Największa przeszkodą dla zaproponowanego rozwiązania ale także dla pozostałych małogabarytowych aparatów w wyrobiskach są tamy wentylacyjne o dużej różnicy ciśnień. Ze względu ze niewielką masę własną aparatów, nie mogą wywierać dostatecznie dużej siły na otwarcie drzwi tamy, rozwiązaniem mogą być specjalne śluzy dla aparatów monitorujących z zaworem ze wstępnym naprężeniem, uruchamianym niewielką siłą aparatu, wymusza to wbudowanie takich śluz we wszystkich tamach. Dla tam wentylacyjnych oraz gdzie dopuszczalne jest zastosowanie otworu stale otwartego o przekroju skrajni ruchowej aparatu , jednak spowoduje to w tak małym przekroju gwałtowny lokalny wzrost prędkości strumienia powietrza.

6.1. Opis konstrukcji

Założeniem jest aby aparat był jak najmniejszy i o możliwe najniższej masie, poruszał się po torze podwieszonym, oczywiście winien spełniać wszystkie nakreślone wcześniej wymagania (tabela 2, 4). Ze względu na założony rygor miniaturyzacji został zaproponowany jako napęd dwie otunelowane tarcze wentylatorów. Mikro napędy śmigłowe i układu ich sterownią dynamicznie rozwijają się, powszechnie stosowane są w bezzałogowych statkach powietrznych opisanych w rozdziale 1. W przypadku nie spełnienia kryterium niskiej masy należy rozpatrzeć zastosowanie napędu adhezyjnego współpracy z środnikiem lub dolną półka profilu szyny.



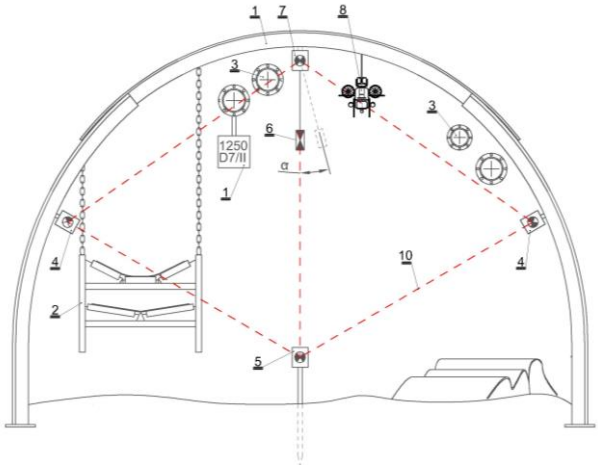
Rys 4. Projekt koncepcyjny bezzałogowego aparatu monitorującego wyrobiska, poruszającego się po torze prowadzącym, przekrój z oznaczonymi najważniejszymi podzespołami
Figure 4 Conceptual design of a pit monitoring unmanned vehicle moving on the guiding line, intersection of pit monitoring unmanned vehicle with marked main components.
1 lekki tor podwieszony, 2. wózek jezdny, 3. moduł napędowy, 4. moduł detektorów, 5.silnik, 6. reduktor, 7.jednostka sterująca, 8. akumulator, 9. czujnik przeszkód, 10. akumulator, 11. osłona przezroczysta, 12. zespół czujników atmosfery, 13. jednostka rejestrująca, 14. kamera, 15. wentylator napędowy, 16. reflektor, 17. anemometr.

Schemat budowy pojazdu przedstawiono na rysunku 5, składa się z dwóch modułów: napędowego i modułu detektorów jako zabezpieczenie przeciwwybuchowe zaproponowano obudowę nadciśnieniową wypełnioną azotem. Z założenia nawigowania torem prowadzącym wynika, że w skrajni pojazdu brak przeszkód, jednak w wyrobisku może wystąpić nagła nieprzewidziana sytuacja, aparat zostanie wyposażony w czujniki wykrywające przeszkody w polu skrajni, jeśli natrafi na taką, zatrzyma się, konieczny będzie powrót z zapisaną informacją gdzie wystąpiła przeszkoda. Pojazd zostanie wyposażony w anemometr służący do określania poglądowej prędkości w wyrobisku (pomiar dokonywany jest tylko w jednym punkcie przekroju), natomiast pomiar ten jest istotny dla systemu sterowania w przypadku napędu śmigłowego (wentylatorowego).

6.2. Monitorowanie wyrobisk podziemnych przez pojazd bezzałogowy

Monitowanie zaproponowanym pojazdem pozwoli uzyskać pomiary ciągłe atmosfery kopalnianej zgodnie zainstalowanymi czujnikami, skojarzone z lokalizacją, oraz obraz z kamery TV,

ewentualnie obraz z kamery termowizyjnej Przesyłanie danych z jednostki rejestrującej pojazdu ma odbywać się po powrocie do stacji dokującej, obróbka otrzymanych danych i porównanie z wcześniejszymi pomiarami odbywa się już w jednostce centralnej systemu, dla długich tras kontroli można zastosować bramki (stacje) transmisji danych gdzie informacje będą przesyłane, bezpośredniego do osoby nadzorującej Na początku wdrażania zaproponowanego sytemu dla lepszej interpretacji otrzymanego obrazu z kamery TV, przewidziano, zabudowanie w wyznaczonych miejscach pomiarowych znaczników o dużym kontraście (rys. 5) w czterech punktach przekroju wyrobiska.



Rys. 5. Oznaczenie obudowy wyrobiska reperami o dużym kontrastem dla identyfikacji układem optycznym deformacji i zmian przekroju obudowy
Figure 5: Poling indication with high contrast datum points (bench marks) for optical identification of deformations and cross section changes of cross barring
1. obudowa wyrobiska, 2. przenośnik taśmowy, 3. rurociąg, 4. reper ociosowy, 5. reper spągowy, 6. punkt oznaczania przesunięć pionowych (pion grawitacyjny), 7. reper stropowy, 8. aparat monitorujący, 9. odległość pomiarowa pomiędzy reperami

WNIOSKI

-Górnictwo podziemne stanowi obszar gdzie występuje potrzeba wdrożenia bezzałogowych systemów inspekcyjnych.
-Środowisko wyrobisk górniczych wymusza, że powszechnie stosowane systemy bezzałogowe mogą być zaadaptowane tylko w ograniczonym zakresie.
-Możliwym do wdrożenia systemem monitorowania jest system bazujący na nawigowaniu torem prowadzącym.
-Wobec zaproponowanego projektu koncepcyjnego należy przeprawić studium wykonalności.
-Wprowadzenie do eksploatacji systemu opartego na torze wiodącym pozwoli zdobyć doświadczenia i przeprowadzić badania, które w dalszej perspektywie pozwolą wdrożyć systemy autonomiczne nie wymagając ingerowania i przygotowywania wyrobisk.

LITERATURA

[1] Becmer D., Romanek A. 2011: Bezzałogowe platformy latające, WSPOL, Wrocław.
[2] Button K. 2009: The MAC Attack, C4ISR Jornula vol 8. Nr 9.
[3] Kasprzyczak L., Nowak D., Gołąbek A. 2013: Przegląd inspekcyjnych robotów górniczych. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 9(511)/2013, str. 31–36
[4] Fellner A, Mańka A, Mańka I 2015: Analiza zagrożeń wynikających z użytkowania bezzałogowych statków powietrznych (dronów), Technik Transportu Szynowego 12/2015 str. 488-491
[5] Becmer D., Skorupka D., Duchaczek A. 2015. Trendy rozwojowe bezzałogowych systemów latających, Zeszyt 136, str. 19 – 40
[6] Kasprzyczak L., S Trenczek 2011, Górniczy mobilny robot inspekcyjny do monitorowania stref zagrożonych wybuchem. Pomiary Automatyka Robotyka 2/2011 str. 439-449
[7] Bartnicki A. 2011: Pojazdy specjalne stosowane w akcjach ratowniczych jednostek straży pożarnej. Logistyka 6, str. 112-118
[8] Kasprzyczak L. Pietrzak R. 2014 badania kompatybilności elektromagnetycznej górniczego mobilnegorobota inspekcyjnego Mining Sciences No 2 /2014, str. 427–439
[9] Giergiel J.,Kurc K. 2004: Robot inspekcyjny do przewodów rurowych. PAK
[10] Rogulski J., Czerwienko D. 2013: Bezzałogowe platformy lądowe: BiTP Vol. 30 Issue 2, str. 81-90
[11] Typiak A. 2011: Sprawozdanie z realizacji projektu rozwojowego pn. „Bezzałogowy pojazd do wykonywania zadań specjalnych w strefach zagrożenia", Warszawa WAT
[12] Typiak A. 2011: Bezzałogowy pojazd do wykonania zadań specjalnych w strefach zagrożenia, „Logistyka", 3847-3854.
[13] Kasprzyczak L 2016 Algorytm wyznaczania poziomu zapewnienia bezpieczeństwa na przykładzie funkcji zatrzymania awaryjnego inspekcyjnego robota górniczego Napędy i Sterowanie 03/2016 str. 81-87

Perspectives on Application of Unmanned Monitoring Systems in Underground Mine Workings

Nowadays, a dynamic development of monitoring systems based on small-sized unmanned vehicles can be seen. In the article, the possibilities of implementation of such systems in underground mining has been explained. In reference to high labour costs and possible risks to health and life of miners, that kind of systems can be very desirable. Article outlines the conceptual design of unmanned vehicle moving on the guiding lane and indicates the advantages of using fully autonomous systems.

Perspektywy zastosowania bezzałogowych systemów monitorowania podziemnych wyrobisk górniczych

Łukasz Bednarczyk
Andrzej Mikołaj
PGG S.A. Oddział KWK Wieczorek

Współczesne bezzałogowe systemy monitorowania, obszary zastosowania.

Bezzałogowe systemy znajdują zastosowanie wszędzie tam, gdzie obserwacje wykonywane przez ludzi wiążą się z dużymi kosztami, występują zagrożenia dla zdrowia i życia ludzi lub są niewykonalne ze względów technicznych np:

- rozpoznanie meteorologiczne (pomiar temperatury, ciśnienia, wilgotności i zanieczyszczeń;
- wykonywanie zdjęć dla celów kartograficznych;
- dokonywanie inspekcji wewnątrz rurociągów, kanałów ściekowych i wentylacyjnych;
- prowadzenie akcji gaśniczych;
- rozpoznawanie skutków katastrof, w tym obszarów skażonych;
- szerokie zastosowania militarne w zakresie: zobrazowania pola walki , wskazywanie celów.[1], [2]

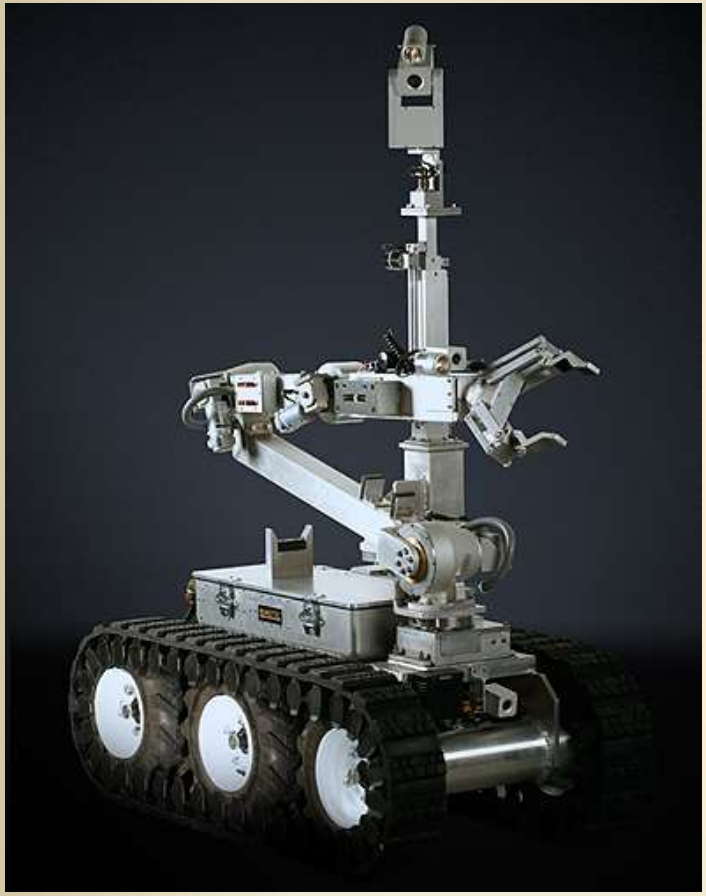


platforma latająca z kamerami do monitorowania wyrobisk kopalni odkrywkowej (Australia) [4]



Pojazd sterowany przewodowo do monitoring rurociągów paliwowych z kamerą do pracy w środowisku wybuchowym [5]

Roboty przeznaczone do akcji ratowniczych w górnictwie



Wolverine (USA) napęd elektryczny, wyposażony w ramię manipulatora. [6]



GMRI (Polska) napęd pneumatyczny, wysoka dzielność terenowa niska prędkość ruchu masa ok 200 kg, sterowanie przewodowe. [7]

Charakterystyka wyrobisk podziemnych kopalni węgla kamiennego jako środowisko pracy mobilnego aparatu bezzałogowego.

- Strefa zagrożona wybuchem metanu i pyłu węglowego.
- Trudne i zmienne warunkami spągu (podłoża).
- Rozlewiska wodne.
- Duże nachylenia.
- Odziaływanie górotworu na obudowę i spąg.
- Zmienne warunkami strumienia powietrza.
- Liczne skrzyżowania.
- Zakłócenia i tłumienie sygnału radiowego.
- Osiadanie pyłu.
- Wiele przeszkód (torowiska kolei podziemnej, tamy wentylacyjne, rurociągi, schody, progi , pomosty, kłody drewniane, elementy złomowe).



KWK Dębieńsko [3]



KWK Murcki-Staszic [3]

Zakres wykorzystania bezzałogowych systemów monitorowania w górnictwie.

Zastąpienia kontroli wykonywanych przez ludzi oraz realizowanie kontroli niemożliwych do wykonania przez pracowników w przypadkach:

- rutynowych kontroli;
- po awariach energomaszynowych;
- penetracji odizolowanych rejonów;
- prowadzenia akcji ratowniczych;
- podczas doświadczeń, np. podziemny georeaktor.

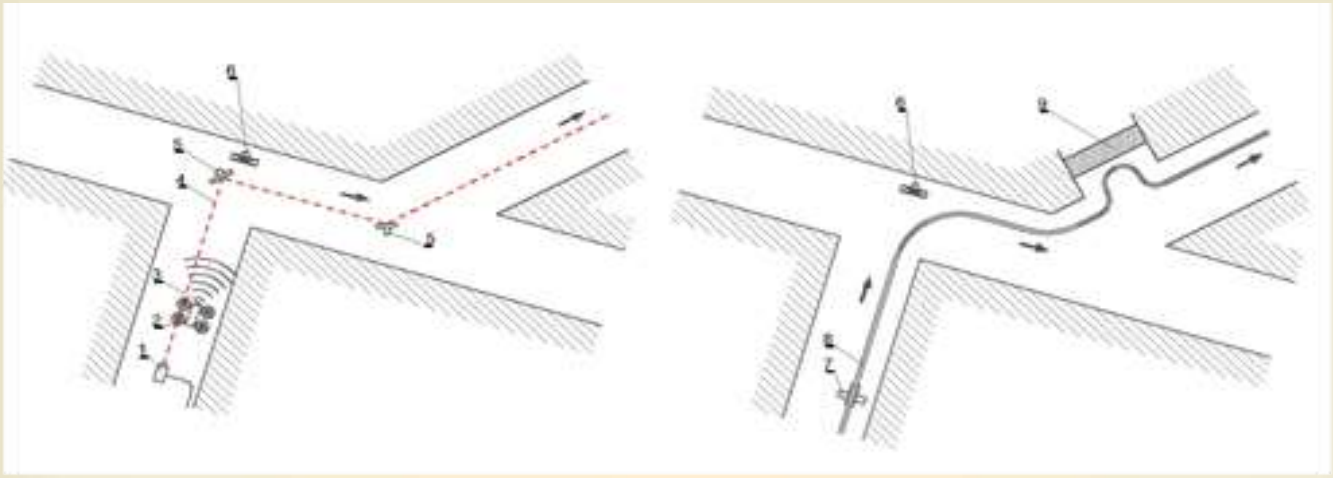
Kontrola mobilnym aparatem bezzałogowym dotyczy:

- pomiarów stężania gazów w atmosferze kopalnianej, parametrów fizycznych strumienia powietrza oraz powiązanie wyników pomiarów z konkretnym miejscem;
- oceny stanu i zmiany stanu obudowy;
- określenie obszarów zalanych;
- rozpoznanie uszkodzenia wyposażenia wyrobiska (rurociągów, przewodów);
- rozpoznanie ognisk potencjalnego samozagrzewania węgla.

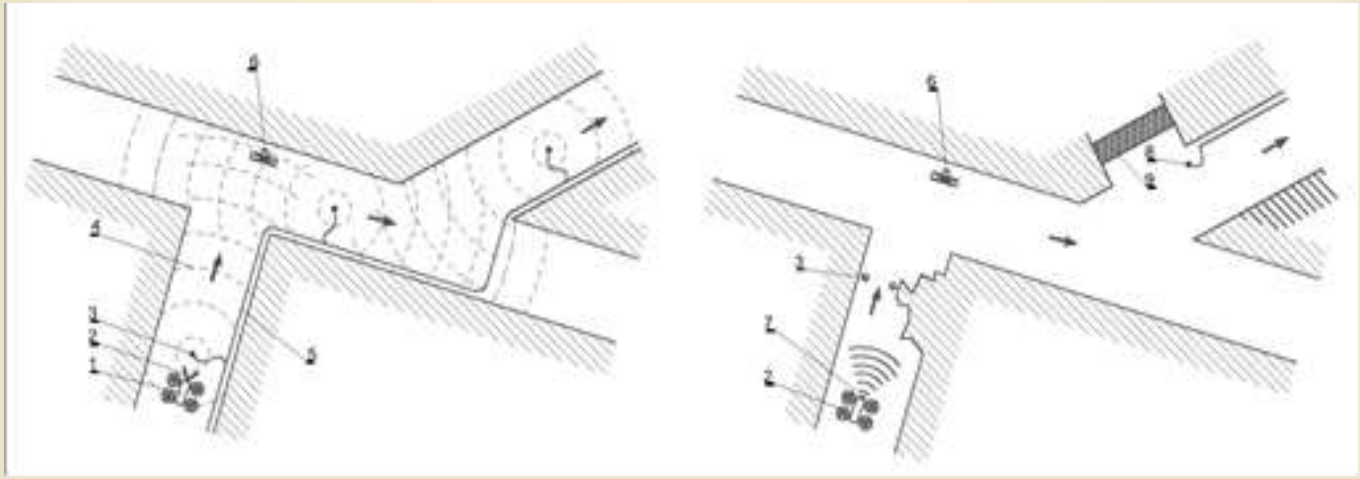
Wymagania techniczne mobilnych aparatów inspekcyjnych

Parametr	Wartość graniczna		Wartość optymalna
	maksymalna	minimalna	
Masa własna	15 kg	0,5 kg	1,5 kg
Dystans	40 km	5 km	10 km
Prędkość	3,5 m/s	1 m/s	2 m/s
Maksymalne wzniesienia	90°	15°	30°
Autonomia	48 h	6 h	12 h
Skrajnia (przekrój kołowy)	Ø 1,0 m	Ø 0,2 m	Ø 0,75 m
Głębokość brodzenie	1,5 m	0,2 m	0,4 m
Pokonywanie progów o wysokości	1 m	0,2 m	0,4 m
Pokonywanie rowów o szerokości	0,5 m	0,2 m	0,3
Odporność na strumień powietrza o prędkości	20m/s	5m/s	12 m/s
Praca w atmosferze zagrożonej wybuchem CH_4 i pyłu węglowego	Tak		
Stopień ochrony obudowy	IP68	IP54	IP54
Zakres temperatury pracy	70°C	0°C	2÷50°C

Sterowanie aparatami bezzałogowymi w wyrobiskach podziemnych



Nawigowanie promieniem wiodącym lasera, nawigowanie torem prowadzącym.



Nawigowanie aparatu bezzałogowego sygnałem radiowym przez układ stałych stacji referencyjnych, nawigowanie aparatu w pełni autonomicznego.

Dobór platformy mobilnej

Ograniczenia i wymogi stosowania platform

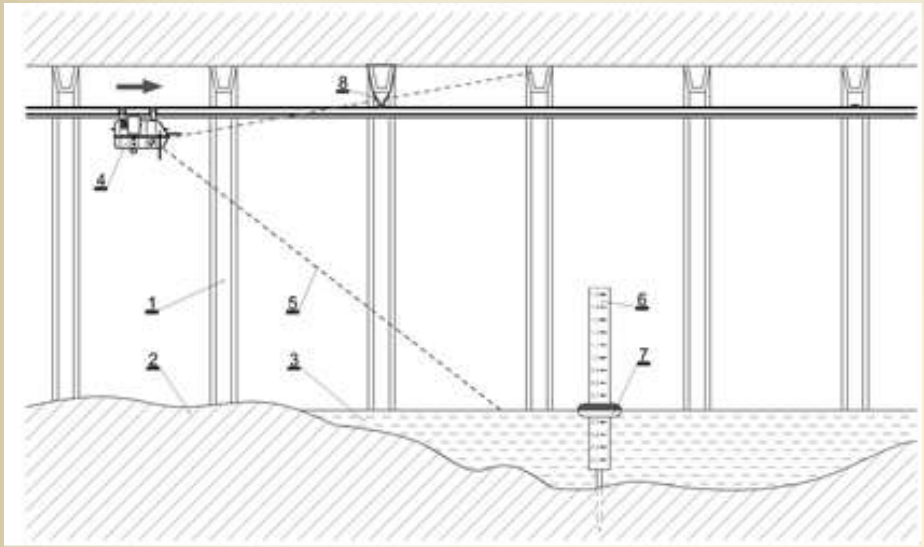
Platforma lądowa

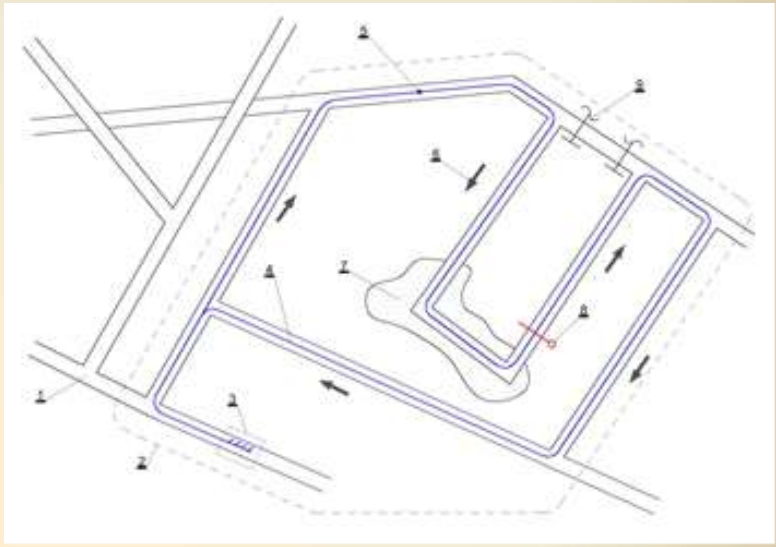
- Układ jezdny o dużej dzielności terenowej i prędkości min 1,5 m/s .
- Duże moce silników i pojemności akumulator (dla napędu elektrycznego).
- Skomplikowane nawigowanie.

Platforma latająca

- Skomplikowane nawigowanie .
- Małogabarytowe podatność na zmiany strumienia powietrza.
- Ciężkie unoszenie pyłu węglowego -wzrost zagrożenia wybuchem.
- Trudności z odprowadzeniem ładunków w elektrostatycznych.

Zarys projektu koncepcyjnego

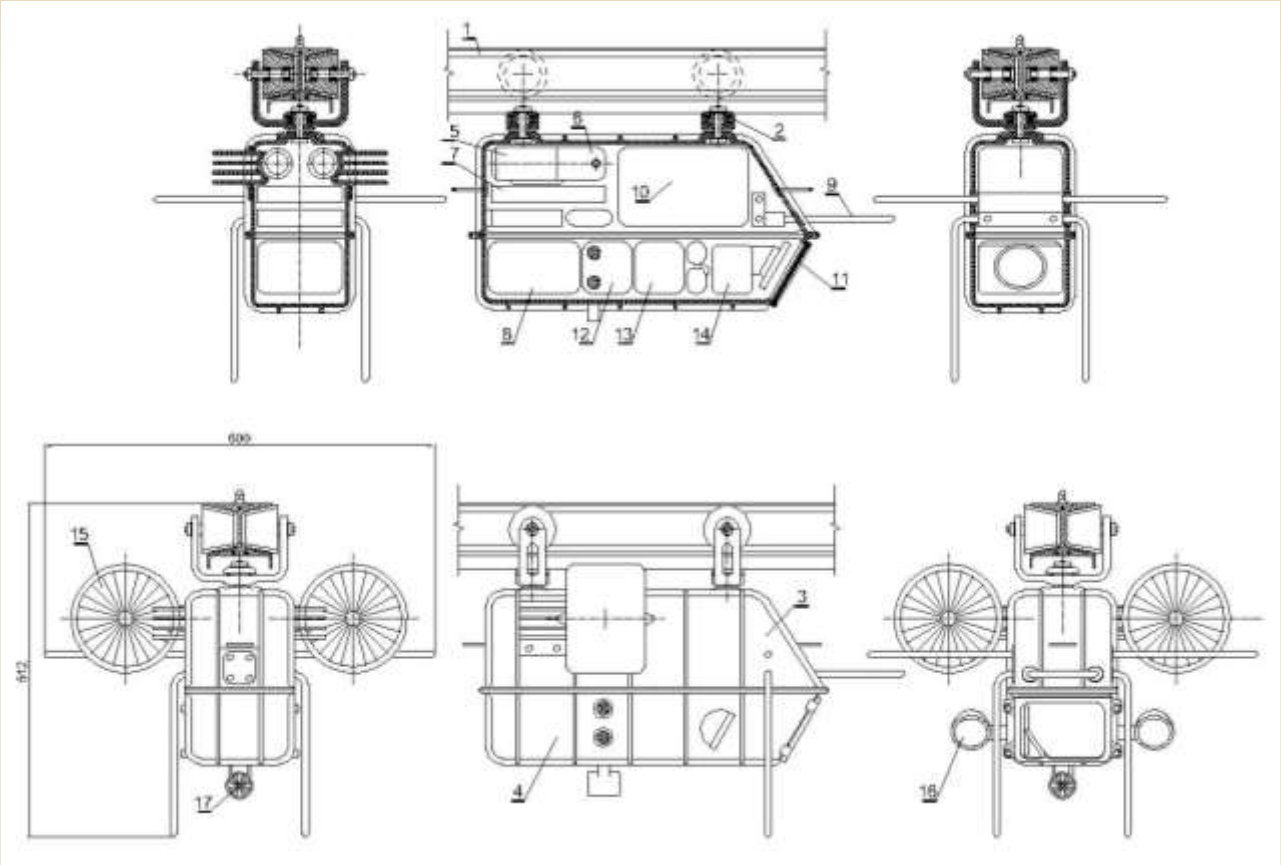




Założenia systemu monitorowania

- poruszanie się po torze wiodącym;
- możliwość poruszania się po torze kolei podwieszonej z profilu I155 (140 E); kolejek ratowniczych;
- opracowanie lekkiego i taniego toru dedykowanego dla aparatu mobilnego;
- praca autonomiczna, przesyłanie danych w bazie dokującej.

Proponowana konstrukcja

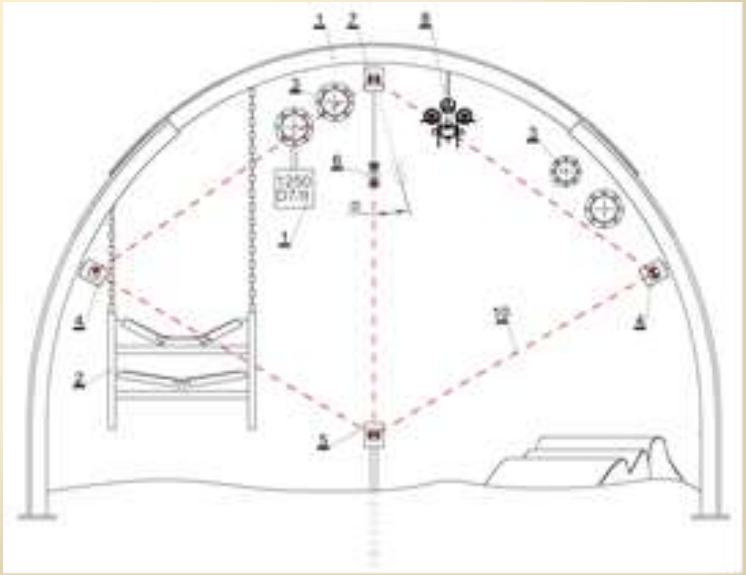


Założenia pojazdu inspekcyjnego
-miniaturyzacja, możliwie najmniejsze gabaryty i najniższa masa;
-napęd elektryczny;
-napęd wykonawczy śmigłowy;
-budowa modułowa, możliwość rozbudowy o dodatkowe sensory.

Inspekcja wyrobisk - wyposażenie pojazdu

Urządzenie	Wymagania
Kamera TV	Rejestracja obrazu w pasmie widzialnym
Reflektor światła bialego	Skojarzony z kamera TV pozwalający na obserwacje na dystancie 15 m
Kamera termowizyjna	Zakres rozróżnienia obkietów o temp 0 ÷ 80°C
Czujnik(i) gazów	CH_4 (na wysokość minimum 1,5 m) O_2, CO, CO_2
Termometr	Zakres pomiarowy 0 ÷ 60°C
Higrometr	0 ÷ 100%
Jednostka zapisu danych	Zapis wszystkich wyników dokonanych pomiarów powiązanych z czasem i miejscem

Opcjonalne wyposażenie:
czujnik nadajników GLON, czujnik wybranych gazów, laser 3D, pompa próbek powietrza, anemometr.



Oznaczenie obudowy wyrobiska dla łatwiejszej interpretacji pomiarów

Wnioski

- Górnictwo podziemne stanowi obszar gdzie występuje potrzeba wdrożenia bezzałogowych systemów inspekcyjnych.
- Środowisko wyrobisk górniczych wymusza, że powszechnie stosowane systemy bezzałogowe mogą być zaadaptowane tylko w ograniczonym zakresie.
- Możliwym do wdrożenia system monitorowania jest system bazujący na nawigowaniu torem prowadzącym.
- Wobec zaproponowanego projektu koncepcyjnego należy przeprowadzić studium wykonalności.
- Wprowadzenie do eksploatacji systemu opartego na torze wiodącym pozwoli zdobyć doświadczenia i przeprowadzić badania, które w dalszej pespektywie pozwolą wdrożyć systemy autonomiczne nie wymagające zabudowy urządzeń wspomagających wyrobisk.

Literatura

- *[1] Becmer D., Romanek A., Bezzałogowe platformy latające, WSPOL, Wrocław 2011 r.*
- *[2] Typiak A., Bezzałogowy pojazd do wykonania zadań specjalnych w strefach zagrożenia, Logistyka (2011 r.), 3847-3854*
- *[3] Zatrzymane w kadrze, www.rafalkazdzimierz.pl*
- *[4] Drones in Australia's mines, www.itnews.au.com (2018 r.)*
- *[5] Monitoring rurociągów paliwowych - kamera do pracy w środowisku wybuchowym, www.wnp.pl (2018 r .)*
- *[6] Rescue Robots: The Search for Investment, www.mining-technology.com (2018 r .)*
- *[7] Pierwszy mobilny robot do zadań specjalnych w kopalniach, www.automatykaonline.pl (2018 r .)*

Automatyczna ściana wydobywcza z wyposażeniem Joy na przykładzie górnictwa Australijskiego

Paul Freeman, Zbigniew Suchorończak, Roman Białas


JoySmart® Services Center
© 2016 Joy Global Inc. All rights reserved

Systemy ścianowe Joy na świecie - Complete Joy Longwalls – High Production in Remote Locations

W pełni zautomatyzowana ściana z wyposażeniem Joy wysokości 1,5m Spitzbergen koło podbiegunowe. Wydajność 10 000 t/dzień
A fully automated 1.5m Joy longwall in Spitzbergen in the Artic Circle. Capacity of 10,000tpd



Norwegia:
Spitsbergen

Rosja:
Raspadskaya
Sokolovskaya
Kirov
Belon

Pierwsza „zachodnia" ściana w Chinach uruchomiona w roku 2000. Daliuta na pustyni Gobi. Światowy rekord 8M ton w pierwszym roku pracy.
The first western Joy longwall into China in 2000. Daliuta in the Gobi desert. World record of 8mtpa in the first year.



China:
Daliuta
Bailongshan
Yulin x 2

USA:
Hamilton County
Arch Leer
Mount Laurel
Bridger
Monteray
Trail Mountain
Cedar Grove
San Juan
Federal 2
Leer



Południowa Afryka:
New Denmark

Australia:

Dendrobium	Ulan #3 (First 400m)
Moranbah	Appin
Wambo	West Cliff
Gujarat	Mandalong
Oaky Creek	Ulan West
Grosvenor	Metroplitan
Springvale	Blakefield

Automatyzacja na kopalniach Australia Automation in the Australian Mines

Zastosowane elementy automatyki

	ASA	Gate End Automation	DCM Dynamic Chain Management	High Speed Fibre Ethernet to the shearer	Ethernet Comms to shearer other than fibre	LASC face straightening	Remote Motion Monitoring	JoySmart Solutions	Enhanced Geometry Control	Personnel Proximity Detection	AFC VFD Control	3D Visualisation	Remote Management Centre	PRS Cameras	Infra-Red Video Cameras	Colour Video Cameras
Ulan West	x	x	x	x	x	x	x		x	x						
Dendrobium	x	x			x	x	x		x	x						
Wambo	x	x			x	x	x									
Appin	x	x			x		x			x						
Grosvenor			x		x		x	x	x	x		x	x		x	x
Moranbah					x		x	x			In progress					
Mandalong					x		x									
Metropolitan			x		x		x									
Oaky North			x													
Springvale			x		x		x									
Ulan 3			x													
Narrabri			x					x								

Australia North Wambo

Elementy systemu System elements

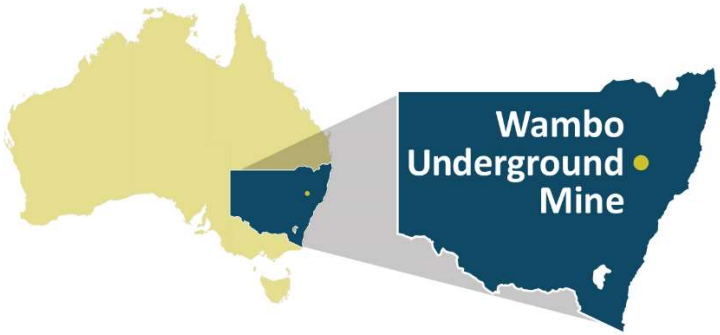
- ASA – zaawansowana automatyka kombajnu
- Automatyka pracy na końcach ściany Gate End Automation
- System komunikacyjny Ethernet Ethernet Comms to shearer other than fibre
- LASC – system „prostowania" ściany LASC face straightening
- Zdalny monitoring pracy w ścianie Remote Motion Monitoring

Parametry ściany face parameters

- Wysokość urabiania 1,8 do 2,5m working thickness
- Długość ściany 250m, wybieg 3657m
- Głębokość zalegania 100-360m
- Ilość zmian roboczych w tygodniu 1x 8,5h – 5 dni + 2x10h – 4 dni. W sumie – 13 zmian

Wyposażenie :

- Kombajn – Joy 7LS2A (organ1,6m , całkowita moc 932kW)
- Obudowa – Joy (2-stojakowa, 1050T 1,4/3,2m sterowanie JOY RS20-S, 147szt.)
- Przenośnik ścianowy – Joy AFC (1000mm/ łańcuch 2x42 THIELE 1,61m/s)
- Przenośnik podścianowy – JOY BSL (300kW)
- Kruszarka – Dynamiczna Joy 300kW



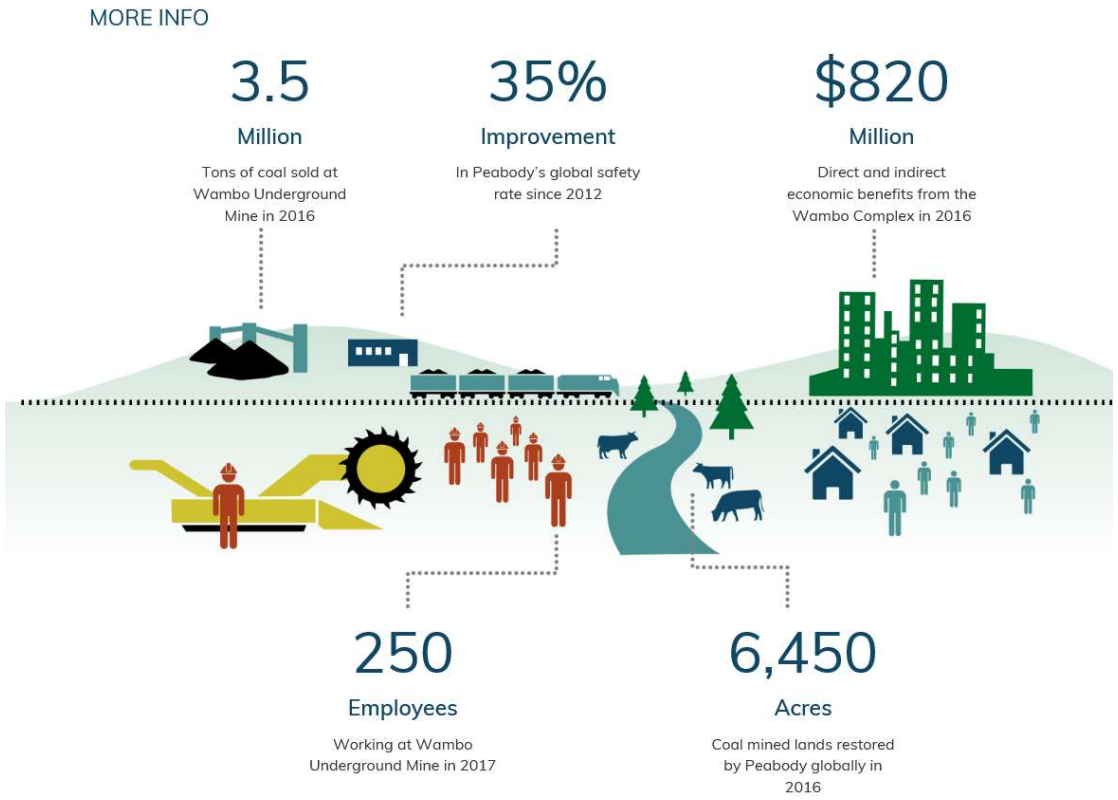
Wydobycie ze ściany za 2010 rok – 4 564 800t surowego węgla

Australia North Wambo

Fakty :

- 3,5 milonów ton sprzedanego węgla w 2016
- 35% wzrost bezpieczeństwa w porównaniu do roku 2012
- Zatrudnienie 2017 – 250 pracowników
- 820M USD zysów pośrednich i bezpośrednich w 2016

❖ Źródło ; https://www.peabodyenergy.com/Operations/Australia-Mining/New-South-Wales-Mining/Wambo-Underground-Mine



Co to jest Automatyzacja ściany?

Definicja automatyzacji:

Sprzęt powtarzalnie wykonujący spójną sekwencję zaplanowanych działań bez interwencji człowieka

Equipment repetitively performing consistent sequences of required tasks without human intervention.

Wizja



Rzeczywistość



Autonomiczne działanie

Autonomous Operation

Zdalne zarządzanie

Remote Management

Mapa drogowa

Migration to Remote Management – Roadmap





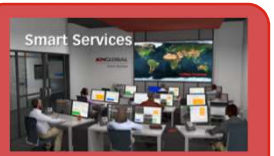




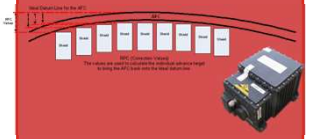
Podstawowa automatyka ściany

4 1

- Zintegrowany system Faceboss RS20s
- System Sterowania ścianą
- Urabianie z Pamięcią







Monitoring pracy ściany
System półautomatyczny

- Zaawansowana automatyka kombajnu
- Automatyzacja na napędach
- Szybka sieć Ethernet
- System utrzymania prostoliniowości LASC
- Zdalny monitoring ruchu ściany
- Rozwiązania Joy Smarts





Zdalny monitoring
Całkowicie zautomatyzowany system

- Dokładna wiedza o warunkach w ścianie
  - Wizualizacja ściany
  - Zarządzanie pokładem
- Ulepszona kontrola geometrii
- Osobiste czujniki zbliżeniowe (Proximity Detection)
- Zdalne centrum zarządzania (RMC)



Zdalny zarządzanie
System Pół autonomiczny

- Zaawansowane sterowanie AFC/BSL napędy VFD
- Wizualizacja 3D
- Zdalne zarządzanie z RMC

Pełna autonomia
Przyszłość

0 2

- Dokładna informacja przestrzenna o pozycji w pokładzie
- Automatyczne zarządzanie położeniem przenośnika w ścianie

- Pełna autonomia:
- Większa produkcja
- Zwiększona dostępność
- Mniej przestojów
- Większe bezpieczeństwo

Następny krok

Prace w ścianie

Operacje zdalne

Brak ludzi w ścianie
Zdalne zarządzanie

Elementy systemu zdalnego zarządzania Building Blocks for Remote Management

Automatyka sekcji na końcach ściany – Powtarzalność PRS Gate End Automation – Repeatability

- Stałe stosowanie automatyzacji poprawia produktywność Consistence use of automation improves productivity

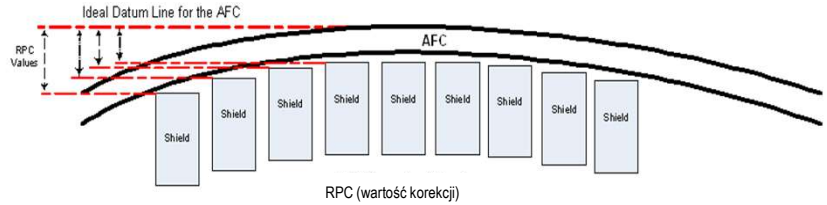
Zaawansowana automatyka kombajnu – Regularność Advanced Shearer Automation – Consistency

- Utrzymanie powtarzalności wydobycia pokładu przy każdym skrawie Maintain Consistent Seam Extraction from Pass to Pass
- Całkowicie automatyczne cykle cięcia i operacje na nawrotach Fully Automate Run of Face Cutting Sequences & Gate End Turnarounds
- Utrzymanie stałych parametrów – wysokość urabiania, prędkość posuwu, cykle cięcia Consistent Operation – extraction heights, haulage speeds, cutting sequence
- **Jeden operator kombajnu** Single shearer operator

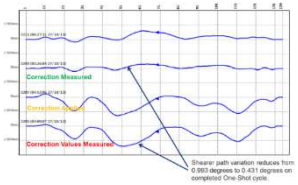
Landmark – Optymalizacja produkcji / redukcja przestojów

Landmark - Optimize Productivity / Reduce Downtime

- System „prostowania ściany” (LASC INS) Implement Face Straightening (LASC INS)
  - Wykorzystanie automatyki kombajnu do uzyskania liniowości sekcji obudowy
    Utilize INS Onboard Shearer To Align roof Supports
  - Osiągnięcia celu w minimalnej liczbie przejść Reduce Pass to Pass Cycle Times

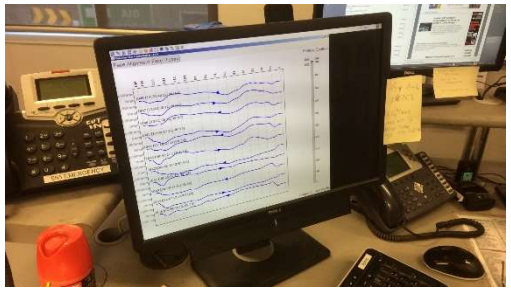


RPC (wartość korekcji)
Wartość używana do obliczenia wartości kroku dla każdej sekcji indywidualnie w celu osiągnięcia zaplanowanej prostoliniowości przenośnika.



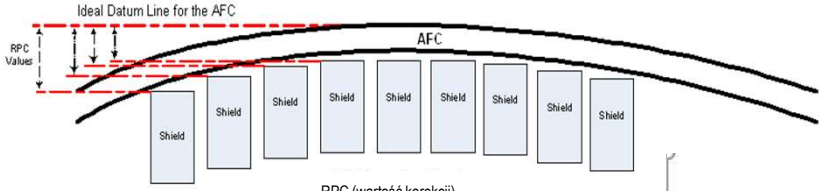






- 8% większa efektywność automatyki vs prostowania ręcznego Rate improvement by utilizing Automated vs Manual Face Straightening – up to 8%
- Jeden operator obudowy zmechanizowanej Single shield operator

Elementy systemu zdalnego zarządzania Building Blocks for Remote Management



RPC (wartość korekcji)
Wartość używana do obliczenia wartości kroku dla każdej sekcji indywidualnie w celu osiągnięcia zaplanowanej prostoliniowości przenośnika.





Elementy systemu zdalnego zarządzania Building Blocks for Remote Management

Detekcja zbliżeniowa Proximity Detection

Przegląd

- Standard SIL (Safety Integrity Level) rated
- Kompatybilna z istniejącymi zainstalowanymi panelami sterującymi Faceboss Mimic
- Personalny TAG zawiera Operators tag Incorporates
  - Nadajnik radiowy (transceiver)
  - Czujnik ruchu Motion sensor
  - Kompas Compass

Indywidualna ochrona zbliżeniowa Personal Proximity Protection

- Zatrzymuje sterowanie obudową Halts the roof support automation
- Zapewnia ochronę pojedynczego pracownika
- Monitoruje i przekazuje dane do systemu Live monitoring to JOS and surface

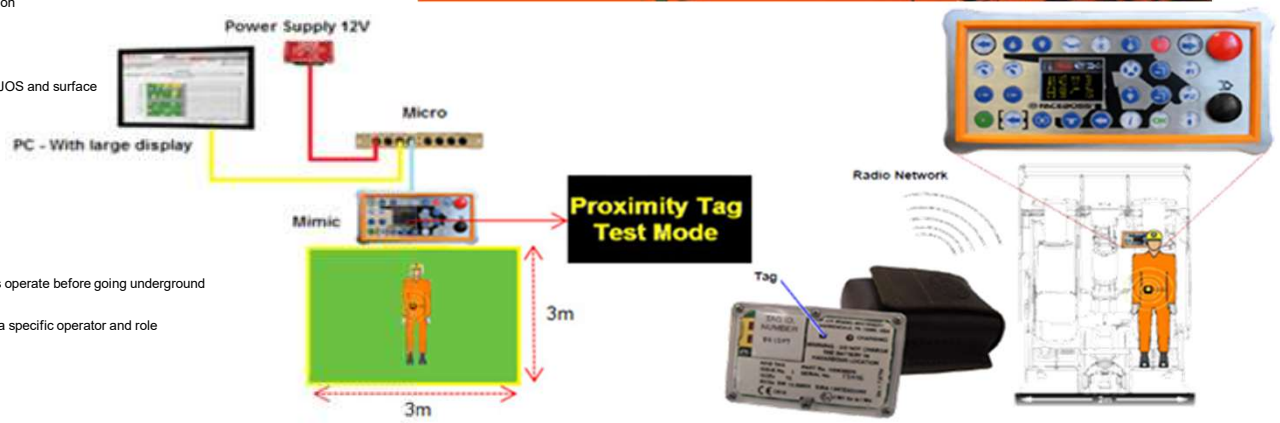
Poziom rozwoju systemu Proximity Detection Development Status

- Testowany w wielu lokalizacjach

Powierzchniowa stacja kontroli Surface Testing Station

- Sprawdza działanie TAG przed zjazdem na dół Prove tags operate before going underground
- Identyfikuje TAG z konkretną osobą i funkcją Identify tag to a specific operator and role





Elementy systemu zdalnego zarządzania Building Blocks for Remote Management

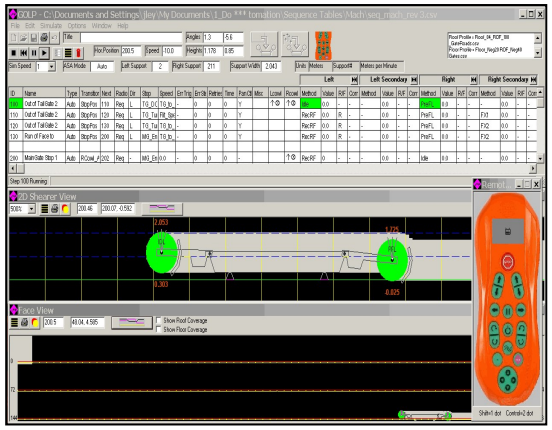


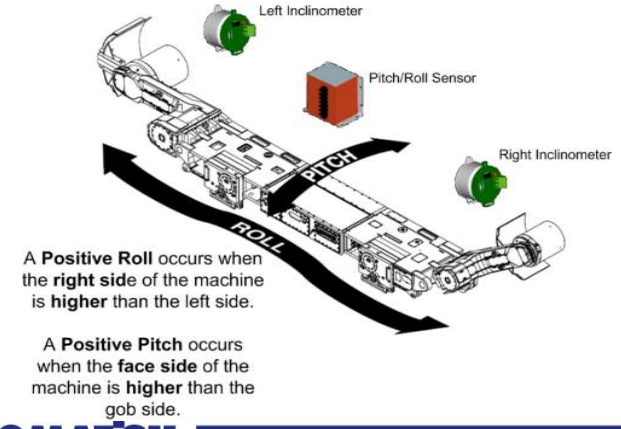


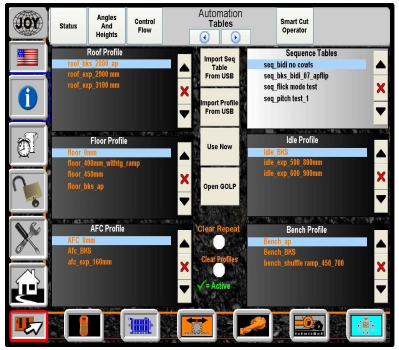
Elementy systemu zdalnego zarządzania Building Blocks for Remote Management

Zaawansowana automatyka kombajnu Advanced Shearer Automation (ASA)

- Automatyka posuwu Haulage automation
- Automatyzacja pracy ładowarek Cowl automation
- Elektrozawory proporcjonalne (ramiona i ładowarki) Proportional valves (ranging arms and cowls)
- Automatyzacja pracy na końcach ściany Gate end automation
- System Landmark (kontrola położenia w ścianie) Landmark compliant (horizon control)
- Wykorzystanie precyzyjnych czujników (enkodery, Landmark INS) Utilizes high accuracy sensors (encoders, landmark INS)
- Procedury kalibracji Calibration wizards
- Graficzny interfejs planowania „Offline" GOLP Graphic offline planner (GOLP)
- Jeden operator kombajnu Single shearer operator
  - Minimalizacja ekspozycji na pył i hałas Minimizes exposure to dust and noise
  - Mniejsza konieczność ingerencji operatora Minimizes the input required by the machine operator
- System ASA i zaawansowane czujniki pozwalają kontrolować profil spągu (utrzymanie styczności AFC ze spągiem) Shearer ASA automations plus advance sensors manages the cut floor profile (keeping AFC pan inline with the floor)









Elementy systemu zdalnego zarządzania Building Blocks for Remote Management

Zaawansowany system antykolizyjny Enhanced Anti-Collision

- Zatrzymanie kombajnu w przypadku wykrycia możliwości kolizji Halt shearer when a collision hazard is detected



Współpraca systemu sterowania kombajnu i obudowy PRS to Shearer Handshaking

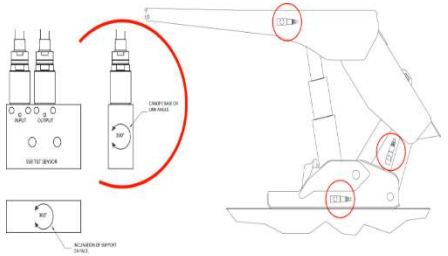
- Automatyka obudowy i kombajnu pracują jak jeden system PRS and Shearer automation works together as a system
- Kombajn „poczeka" aż obudowa zakończy działanie – jako część sekwencji działania
  Shearer will pause until the PRS has finished it's part of the automation sequence
- Zapewnia właściwe przejścia Ensures Proper Gate Transitions
- Prędkość kombajnu zależna od postępu sekcji Shearer speed control based on PRS advance

Monitoring obciążenia AFC AFC Load Monitoring

- Obciążenie AFC ma wpływ na prędkość kombajnu Shearer Speed Influenced by AFC load

Automatyka Pause/Resume Pause/Resume Automation

- miejsce zatrzymania kombajnu zależne od czynników zewnętrznych Shearer pause facility –controlled by external factors.



Zmienne miejsce zatrzymania kombajnu na zwrotni Variable Tail Gate End Stop

- Automatyczne zatrzymanie kombajnu na zwrotni Electronic Stop position in the tail gate for the shearer.
- Pozycja zależna od systemu kontroli napięcia łańcucha przenośnika
  Position determined by the AFC chain tensioning system.



Wysokość urabiania korygowana poprzez system sterowania sekcji

Shearer Cutting Height Corrections from RS20s Mimic

- Ściana jest kontrolowana po przejściu kombajnu w warunkach bez zapylenia. Mogą być wtedy wprowadzone niezbędne korekcje dla następnego skrawu przy użyciu pulpitów sterowniczych sekcji obudowy
  Longwall horizon can be monitored after the shearer has passed in the clean air and corrections entered for next pass entered at the Mimic

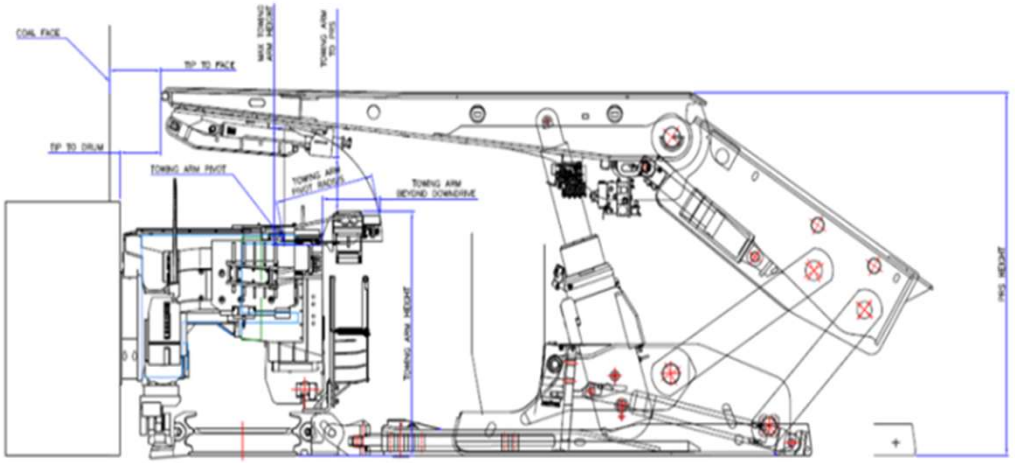
Migracja do systemu zdalnego zarządzania – plan

Migration to Remote Management – Journey Plan

Wiedza o warunkach w ścianie – Zarządzanie wyjątkami

Environmental Awareness – Exception Management

- Zaawansowana kontrola geometrii obudowy PRS Enhanced Geometry Control
  - ✓ System antykolizyjny 3D 3D Anti-Collision
  - ✓ Wykrywanie nieplanowanych przemieszczeń Unplanned Movement Detection
  - ✓ Wykrywanie pustki nad stropnicą Cavity Detection
- Monitoring ciśnień obudowy PRS Pressure Monitoring
- Wizualizacja ściany węglowej Coal Face Visualization
- Stała kontrola warunków poprawia stabilność systemu
- Większa ilość informacji umożliwia zdalne zarządzanie



Zdalne zarządzanie – mniej zgrożeń, zero wypadków

Remote Management – Reduced Exposure : Zero Harm

- Indywidualne monitory do zdalnego - wizualnego sterowania systemem
- Monitory mogą być wykorzystane do różnych funkcji Displays can be toggled for multiple functions;
- Struktura sieciowa (Web) dla większej elastyczności Web based for increase adaptability
- Całkowicie zintegrowana komunikacja i zarządzanie ze stanowiska kontroli
- Zdalna kontrola i sterowanie obudowy i kombajnu
- Sterowanie lokalne lub Direct control of product or
- Zarządzanie ścianą ze stanowiska kontrolnego RMC Face management from the RMC
- Minimalne narażenie na pył i zagrożenia Minimizes exposure to dust and hazards



Migracja do systemu zdalnego zarządzania – plan

Migration to Remote Management – Journey Plan

Kamery Cameras





Przegląd

- Kamery Infra-red, high definition kolor
- Kamery (kolor) na obudowie z automatyczną rejestracją klatek Colour PRS cameras with automated image capture
- Umożliwiają zdalny podgląd ściany Provide opportunity for remote vision of the longwall
- Umożliwiają wykrywanie obiektów i informację zwrotną do systemu sterowania Potential for object detection that feeds back into the control system

Kamery Infra-red

- Umożliwiają obserwację warstw poprzez pył i mgłę wodną Can see marker bands through dust and water
- Nie wymagają dużo światła Require minimal visible lighting

Kamery kolorowe Colour cameras

- Zapewniają podgląd obszaru w dobrze oświetlonych miejscach Provide area views in well lit locations
- Widok taki jak widzi operator w ścianie Relatable to what the operator would see from the face

Kamery na obudowie PRS Cameras

- Zapewniają widok ściany z każdej obudowy Provide face views from every roof support
- Umożliwiają rozróżnienie warstw skalnych w pokładzie przed kombajnem Can see marker bands in the seam ahead of the shearer

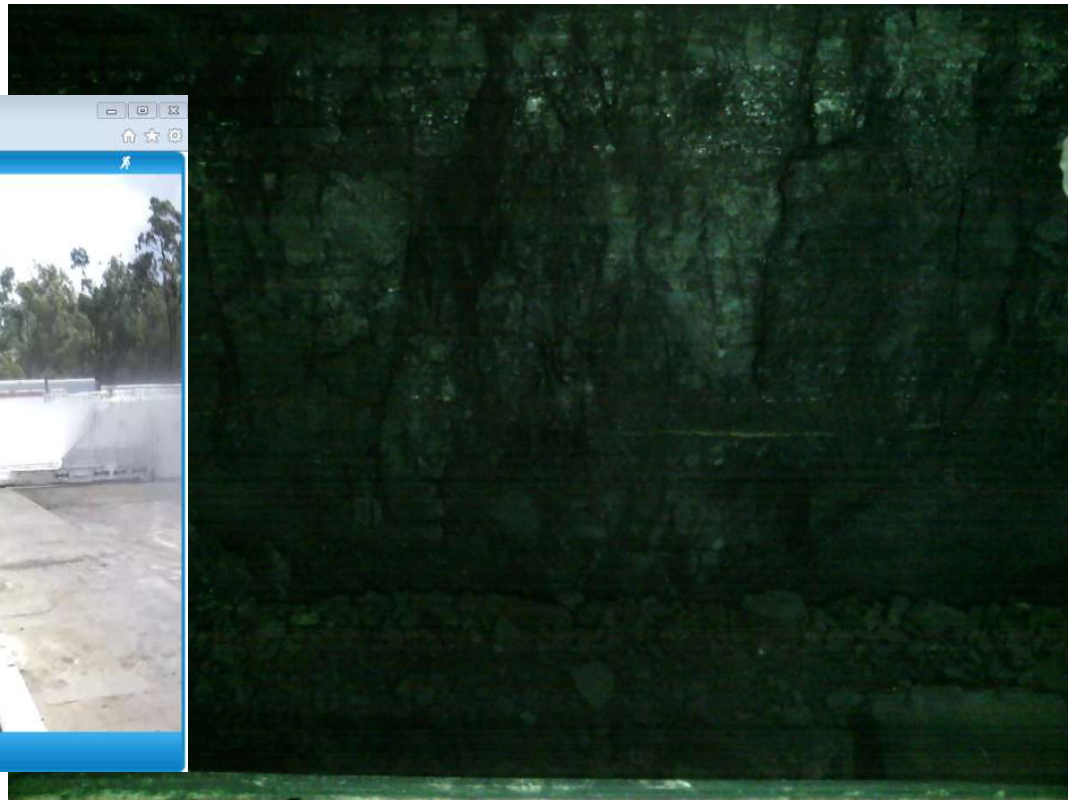


Migracja do systemu zdalnego zarządzania – plan

Migration to Remote Management – Journey Plan

Podgląd z kamer kolorowych





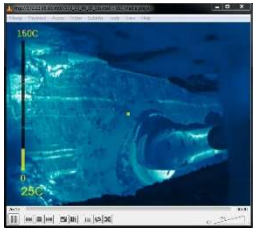
Migracja do systemu zdalnego zarządzania – plan

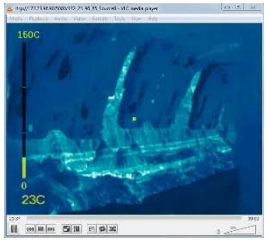
Migration to Remote Management – Journey Plan

Podgląd z kamer Infra-red



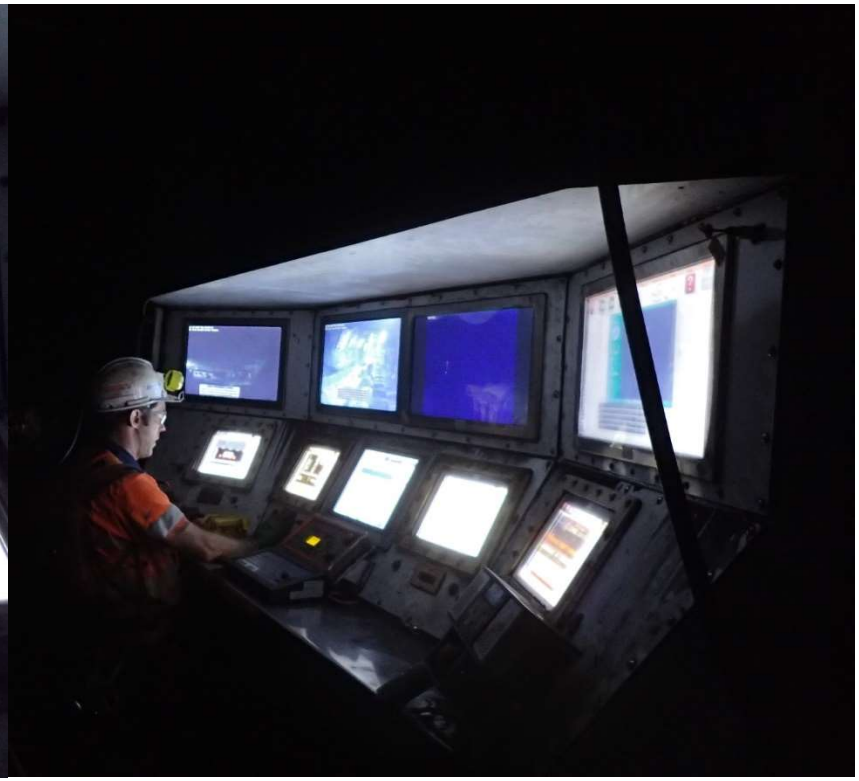






Zdalne centrum sterowania Remote Management Centre



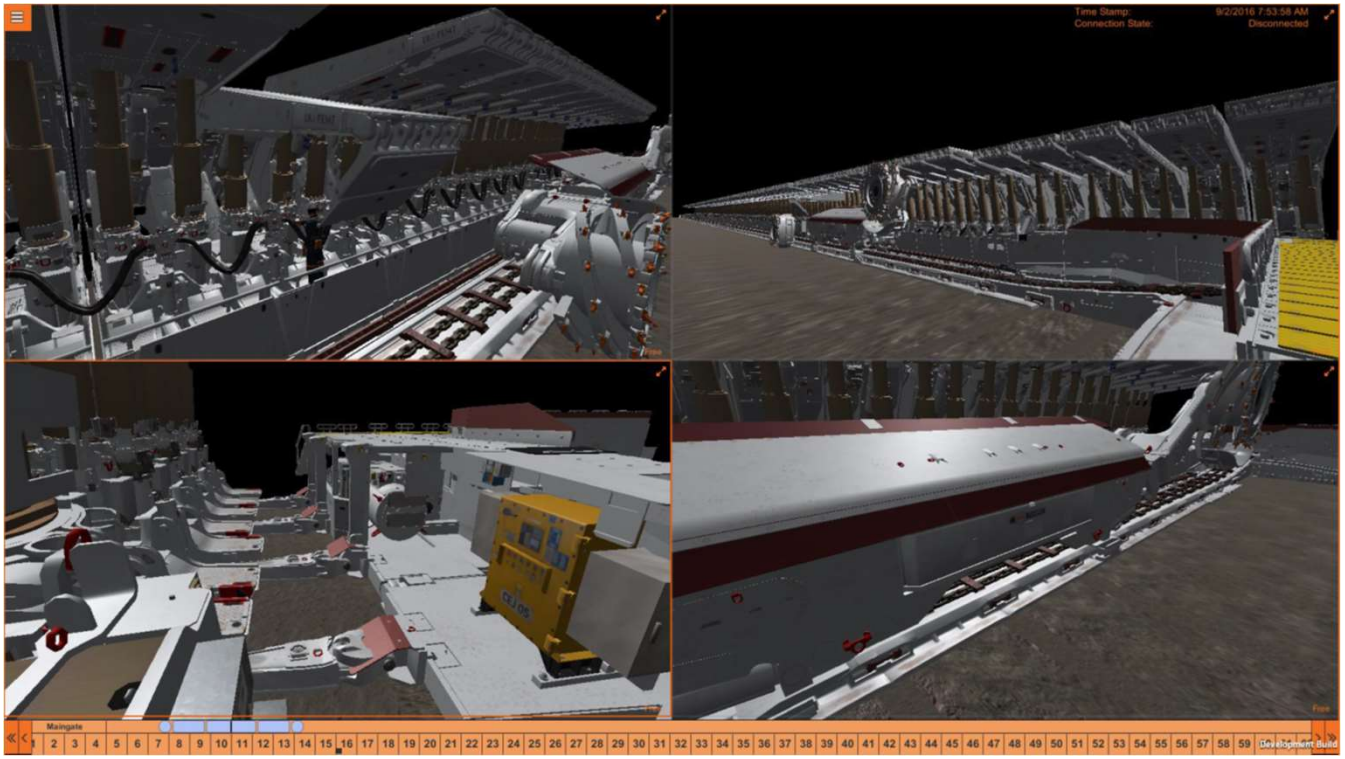


Przyszłość The Future

Wirtualne górnictwo

Virtual Mining

- Wizualizacja maszyn 3D
  visualization of Shearer, PRS, AFC
- Obraz systemu w czasie rzeczywistym Real time view of system
- Konfigurowalne pulpity
  Configurable dash boards
- Możliwość rozbudowy systemu o kolejne czujniki Upgradable with future sensors
- Możliwość podglądu historii poprzez serwery archiwizujące
  Replays of past events via archive server
- Zdalne połączenie
  Remote connectivity



Ściana automatyczna



System tradycyjny



System zautomatyzowany

Pytania



Dziękuję

Ocena wpływu działalności górniczej na jakość powietrza atmosferycznego w kontekście ubiegania się o koncesję na działalność wydobywczą



dr inż. Marek Bogacki
dr inż. Robert Oleniacz

Wydział Geodezji Górniczej i Inżynierii Środowiska
Katedra Kształtowania i Ochrony Środowiska

Tematyka wystąpienia



1. **Postępowanie koncesyjne a jakość powietrza.**

2. **Wybrane aspekty w zakresie oceny wpływu górnictwa odkrywkowego, otworowego i głębinowego na jakość powietrza atmosferycznego:**
   - **identyfikacja źródeł emisji,**
   - **emitowane zanieczyszczenia,**
   - **metodyka szacowania emisji,**
   - **ocena wpływu emisji na jakość powietrza,**
   - **uwagi i rady dla koncesjonariuszy.**

3. **Sugestie zamiast podsumowania.**

Postępowanie koncesyjne a jakość powietrza

Zgodnie z Ustawą z dnia 2 lipca 2004 r. o swobodzie działalności gospodarczej (Dz.U. 2004 Nr 173 poz. 1807):

Art. 46. 1. Uzyskania koncesji wymaga wykonywanie działalności gospodarczej w zakresie:

... *poszukiwania, rozpoznawania złóż węglowodorów oraz kopalin stałych objętych własnością górniczą*, ..., *wydobywania kopalin ze złóż*, ...;

Aby uzyskać koncesję na prowadzenie regulowanej działalności gospodarczej, wymagane jest złożenie odpowiedniego wniosku:



do Ministra Środowiska - Koncesja na poszukiwanie i rozpoznawanie złóż węglowodorów oraz wydobywanie węglowodorów ze złóż



do Ministra Środowiska - na wydobywanie kopalin ze złóż objętych własnością górniczą (art. 10. u. p.g.g)



do Marszałka Województwa oraz Starosty - na wydobywanie kopalin ze złóż objętych prawem własności nieruchomości gruntowej

Postępowanie koncesyjne a jakość powietrza

Przykładowe dokumenty wymagane przy ubieganiu się o wydanie koncesji przez Marszałka Województwa:

1) **Wniosek o udzielenie koncesji,**
2) **Decyzja o środowiskowych uwarunkowaniach,**
3) **Decyzja zatwierdzająca dokumentację geologiczną,**
4) **Dowody istnienia prawa do korzystania z informacji geologicznej,**
5) **Dowód istnienia prawa wnioskodawcy do nieruchomości gruntowej, w granicach której ma być wykonywana zamierzona działalność w zakresie wydobywania kopaliny metodą odkrywkową,**
6) **Dowód przyrzeczenia ustanowienia prawa do nieruchomości gruntowej,**
7) **Dowód uiszczenia opłaty skarbowej,**
8) **Projekt zagospodarowania złoża,**
9) **Wypis z rejestru gruntów.**

Postępowanie koncesyjne a jakość powietrza

Zgodnie z Obwieszczeniem Prezesa Rady Ministrów z dnia 21 grudnia 2015 r. w sprawie ogłoszenia jednolitego tekstu rozporządzenia Rady Ministrów w sprawie przedsięwzięć mogących znacząco oddziaływać na środowisko (Dz. U. R. P. z dnia 18 stycznia 2016 r., poz. 71)

§ 2. 1. Do przedsięwzięć mogących zawsze znacząco oddziaływać na środowisko zalicza się m. in. następujące rodzaje przedsięwzięć:

…

24) wydobywanie ze złoża gazu, ropy naftowej oraz jej naturalnych pochodnych lub ich przerób, w ilości większej niż 500 000 m^3 na dobę w przypadku gazu lub większej niż 500 t na dobę w przypadku ropy naftowej i jej naturalnych pochodnych, oraz wydobywanie lub przerób ropy; naftowej, jej naturalnych pochodnych oraz gazu na obszarach morskich Rzeczypospolitej Polskiej;

26) instalacje do przerobu kopalin innych niż gaz ziemny, ropa naftowa oraz jej naturalne pochodne zlokalizowane na obszarach kopalni odkrywkowych lub kamieniołomów o powierzchni nie mniejszej niż 25 ha;

27) wydobywanie kopalin ze złoża metodą:

a) odkrywkową na powierzchni obszaru górniczego nie mniejszej niż 25 ha,

b) podziemną o wydobyciu kopaliny nie mniejszym niż 100 000 m^3 na rok;

Postępowanie koncesyjne a jakość powietrza

Wymagane załączniki do wniosku o wydanie decyzji o środowiskowych uwarunkowaniach dla planowanych przedsięwzięć mogących zawsze znacząco oddziaływać na środowisko:

- **raport** o oddziaływaniu przedsięwzięcia na środowisko, a w przypadku, gdy wnioskodawca wystąpił o ustalenie zakresu raportu – **karta informacyjna przedsięwzięcia,**

- **kopia mapy ewidencyjnej**,

- **wypis z ewidencji gruntów** obejmujący przewidywany teren, na którym będzie realizowane przedsięwzięcie oraz obejmujący obszar, na który będzie oddziaływać przedsięwzięcie,

- **wypis i wyrys z miejscowego planu zagospodarowania przestrzennego**, albo informacja o braku planu.

Postępowanie koncesyjne a jakość powietrza

W ramach oceny oddziaływania przedsięwzięcia na środowisko (ooś) ocenia się i analizuje między innymi:

- **bezpośredni i pośredni wpływ danego przedsięwzięcia na:**
  - **środowisko oraz zdrowie i warunki życia ludzi;**
  - **dobra materialne;**
  - **zabytki;**
  - **wzajemne działanie między elementami, o których mowa powyżej;**
  - **dostępność do złóż kopalin;**
- **możliwości oraz sposoby zapobiegania i zmniejszania negatywnego oddziaływania przedsięwzięcia na środowisko;**
- **wymagany zakres monitoringu.**

W raporcie OOŚ dokonuje się oceny wpływu analizowanej działalności poszukiwawczej/wydobywczej na jakość powietrza w na etapie przygotowania, eksploatacji i zamykania przedsięwzięcia. Spełnienie wymagań środowiskowych w zakresie jakości powietrza jest jednym z warunków wydania decyzji o uwarunkowaniach środowiskowych.





Wybrane aspekty w zakresie oceny wpływu górnictwa odkrywkowego na jakość powietrza atmosferycznego

Schemat technologiczny kopalni odkrywkowej surowców skalnych



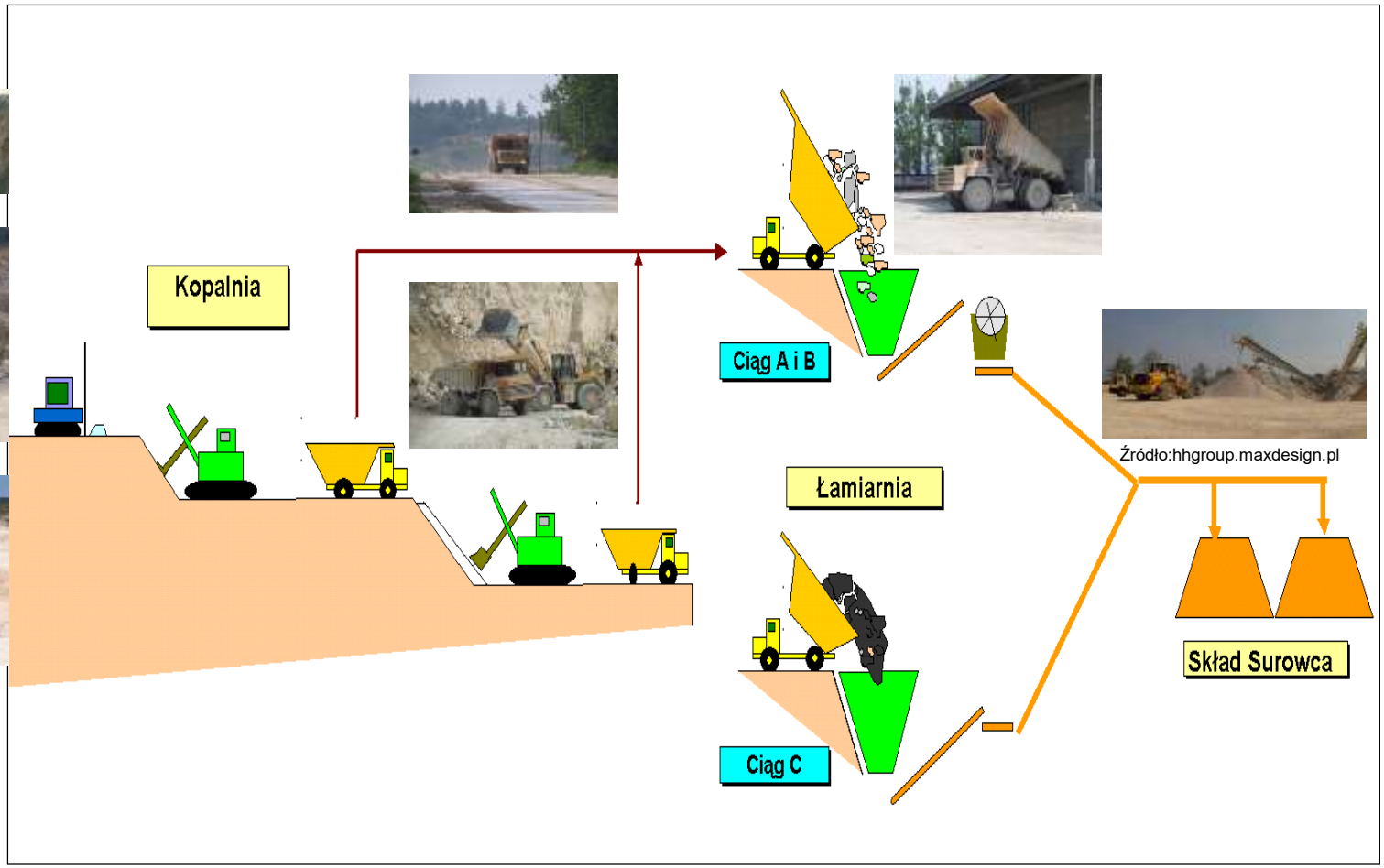
(Źródło: www.dyckerhoff.pl)



(Źródło: biuletyn.polsl.pl)



(Źródło: www.e-vive.pl)



Źródła emisji substancji pyłowych do powietrza z kopalni odkrywkowej

Procesy: zdejmowania, załadunku i transportu nakładu, urabiania skał, przeróbki mechanicznej pozyskanego surowca, przysypywania i transportowania surowców, składowania surowców i produktów

Emisja wtórna z dróg:
- **utwardzonych,**
- **nieutwardzonych**

Emisja pyłu

Erozja wietrzna

Emisja z pojazdów transportujących nadkład, urobek i produkty oraz maszyn technologicznych

Źródła emisji substancji gazowych do powietrza z kopalni odkrywkowej



Transport

Pojazdy transportujące: nadkład, urobek, produkty

Urządzenia technologiczne

np. maszyny urabiające skałę, wiertnice, ładowarki, kruszarki itp.

Emisja gazów strzelniczych

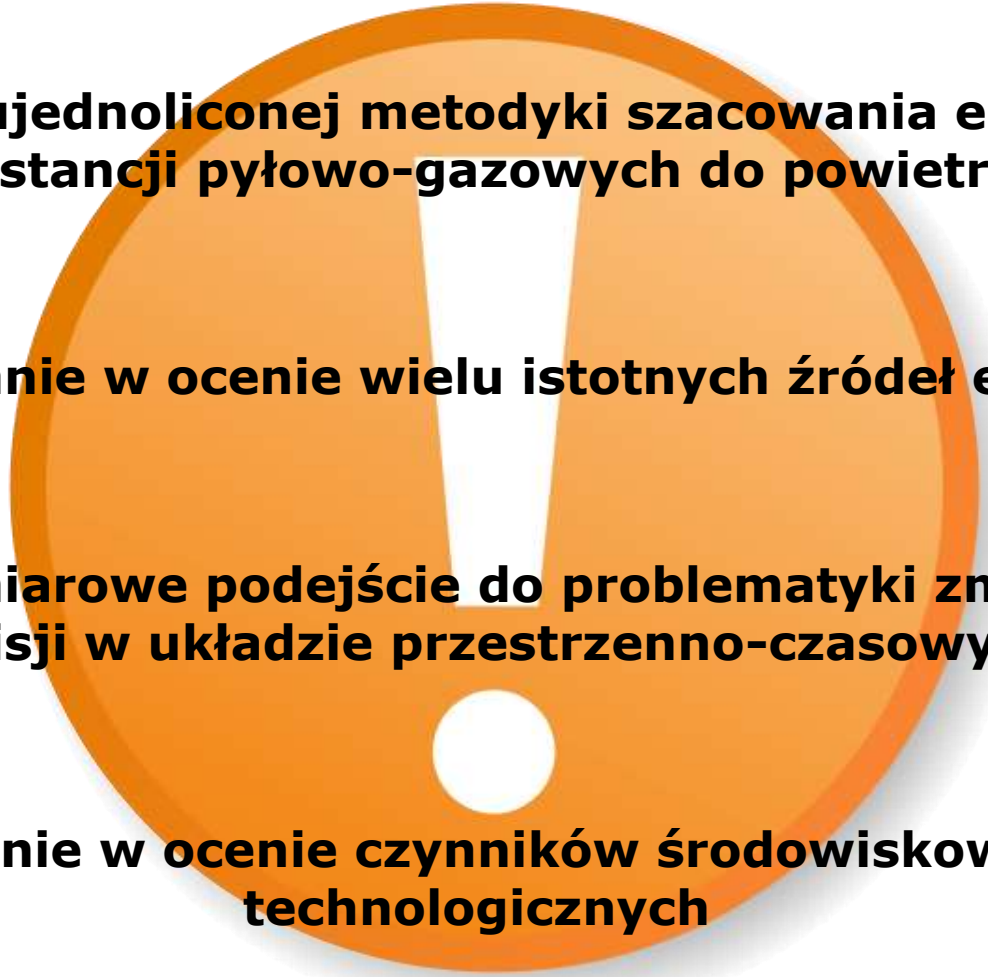
PROBLEM



Jak opisać możliwie najlepiej pole emisji z kopalni odkrywkowej?



Najważniejsze wnioski zebrane z lektury Raportów OOŚ



1. Brak ujednoliconej metodyki szacowania emisji substancji pyłowo-gazowych do powietrza

2. Pomijanie w ocenie wielu istotnych źródeł emisji

3. Jednowymiarowe podejście do problematyki zmienności emisji w układzie przestrzenno-czasowym

4. Pomijanie w ocenie czynników środowiskowych i technologicznych

ROZWIĄZANIE PROBLEMU
Koncepcja metody superpozycji oddziaływań indywidualnych źródeł emisji

Wymagania stawiane metodzie:

1) powinna uwzględniać wszystkie najważniejsze źródła emisji antropogenicznej i naturalnej zlokalizowane na terenie kopalni oraz wszystkie emitowane z nich substancje,
2) powinna uwzględniać wpływ czynników środowiskowych (prędkość wiatru, opady atmosferyczne, temperatura powietrza, wilgotność podłoża, skład frakcyjny, gęstość i wilgotność zdeponowanego na podłożu pyłu, itp.) na kształtowanie potencjału emisyjnego indywidualnych źródeł/procesów technologicznych i naturalnych (np. erozji wietrznej, procesu wywiewania pyłu podczas przeładunku nadkładu, urobku lub odpadów, jak również procesu podnoszenia pyłu zdeponowanego na drogach przez poruszające się po nich pojazdy),

Koncepcja metody superpozycji oddziaływań indywidualnych źródeł emisji

Wymagania stawiane metodzie c.d.:

3) powinna parametryzować jakościowo i ilościowo emisję z indywidualnego źródła w oparciu o możliwe do pozyskania parametry technologiczne/ruchowe (wydajność, ilość, masa, objętość, obrót itp.) z uwzględnieniem zastosowanych w kopalni uwarunkowań technicznych i organizacyjnych, zmierzających do minimalizacji emisji substancji do powietrza (urządzenia ochrony atmosfery, systemy zraszające itp.). Parametryzacja ta powinna opierać się na sprawdzonych, opisanych w wiarygodnych źródłach literaturowych metodykach szacowania emisji z poszczególnych typów źródeł/procesów technologicznych i naturalnych,
4) powinna odwzorowywać zmienność przestrzenno-czasową zachodzenia poszczególnych operacji technologicznych i procesów naturalnych, opierając się na możliwie najlepszej wiedzy dotyczącej statystycznego rozkładu zmienności przestrzenno-czasowej zachodzenia danej operacji/procesu na terenie kopalni,
5) powinna uwzględniać wzajemne, częściowe lub całkowite nakładanie się na siebie emisji z poszczególnych źródeł/procesów (superpozycja oddziaływań).

PROCES SZACOWANIA POLA EMISJI

Rozpoznanie uwarunkowań środowiskowych, technologicznych i organizacyjnych pracy kopalni odkrywkowej

Zdefiniowanie źródeł emisji zorganizowanej i niezorganizowanej substancji pyłowo-gazowych oraz przypisanie im emitorów: punktowych, liniowych i powierzchniowych





Zbudowanie przestrzenno-czasowego modelu pola emisji kopalni w oparciu o macierz emisji jednostkowych (superpozycja oddziaływań)

Przykładowe zestawienie macierzy emisji jednostkowych pochodzących z poszczególnych źródeł emisji skojarzonych z analizowanym emitorem

Źródło emisji	Przykładowa nazwa źródła emisji	Czas pracy źródła* [h/rok]	Emisja substancji „i" ze źródeł emisji „j" w podokresach emisji „k" ($E_{i,j,k}$) [kg/h]			
			$k = 1$	$k = 2$	$k = \ldots$	$k = n$
			τ_k [h/rok]	τ_k [h/rok]	τ_k [h/rok]	τ_k [h/rok]
$j = 1$	Erozja wietrzna	$\tau_1 + \tau_2 + \tau_{\ldots}$	$E_{i,1,1}$	$E_{i,1,2}$	$E_{i,1,\ldots}$	0
$j = 2$	Roboty strzałowe	$\tau_2 + \tau_3 + \tau_n$	0	$E_{i,2,2}$	$E_{i,2,\ldots}$	$E_{i,2,n}$
$j = 3$	Załadunek nadkładu	τ_1	$E_{i,3,1}$	0	0	0
$j = \ldots$	…	$\tau_2 + \tau_3 + \tau_n$	0	$E_{i,\ldots,2}$	$E_{i,\ldots,3}$	$E_{i,\ldots,n}$
$j = m$	Transport urobku	τ_2	0	$E_{i,m,n}$	0	0
Emisja z emitora w podokresach [kg/h]			$\sum_{j=1}^{m} E_{i,j,1}$	$\sum_{j=1}^{m} E_{i,j,2}$	$\sum_{j=1}^{m} E_{i,j,\ldots}$	$\sum_{j=1}^{m} E_{i,j,n}$

$\tau_{1 \div n}$ – czasy trwania poszczególnych podokresów emisji [h/rok]

* - czas pracy źródła emisji nie może być większy niż suma czasów trwania wszystkich zdefiniowanych podokresów emisji.

Gdzie znaleźć metodyki szacowania emisji do powietrza ze źródeł zlokalizowanych na terenie kopalni odkrywkowej?

Najlepszym, sprawdzonym źródłem metodyk szacowania emisji niezorganizowanej (naturalnej i antropogenicznej) oraz emisji zorganizowanej jest strona Amerykańskiej Agencji ds. Środowiska (U.S. EPA):

http://www.epa.gov/ttn/chief/ap42/

gdzie publikowane są wszystkie metodyki istotne z punktu widzenia opisu pola emisji z procesów zachodzących na terenie kopalni odkrywkowej.

Jakie dane są wymagane do sporządzenia oceny wpływu kopalni odkrywkowej na jakość powietrza?

Dane związane z emisją zanieczyszczeń do powietrza:

- charakterystyka procesu technologicznego (model przepływów masowych: nadkładu, urobku, odpadów, półproduktów, produktów),
- mapa z lokalizacją źródeł emisji zorganizowanej i niezorganizowanej (emitory: punktowe, liniowe, powierzchniowe),
- charakterystyka źródeł emisji (rodzaj, wielkość emitowanych zanieczyszczeń, czas trwania emisji, parametry geometryczne emitorów/źródeł, parametry fizykochemiczne emitowanych zanieczyszczeń).

Dane związane z czynnikami środowiskowymi:

- orografia (współczynnik szorstkości aerodynamicznej),
- parametry meteorologiczne (temperatura, kierunek i prędkość wiatru, opady atmosferyczne),
- skład granulometryczny materiałów podlegających pyleniu.

Jakie źródła emisji zlokalizowane na terenie kopalni odkrywkowej mają największy wpływ na jakość powietrza?

Najbardziej konfliktowe źródła emisji w kopalni odkrywkowej:

- drogi technologiczne zlokalizowane w pobliżu granicy kopalni (zagrożenie znaczącą emisją niezorganizowaną pyłu oraz emisją tlenków azotu). Zasięg znacznego oddziaływania ok. 100 m w porze suchej,
- procesy przeładunku i składowania surowców/produktów (zagrożenie znaczącą emisją niezorganizowaną pyłu). Zasięg uzależniony od wysokości n.p.t. źródła emisji, średniej prędkości wiatru, wilgotności przeładowywanego /składowanego materiału,
- procesy przetwórcze, jeśli wykonywane są na sucho. Zasięg uzależniony od lokalizacji Zakładu Przetwórczego.



Fot.: http://wszystkooemisjach.pl/318/bariery-wiatrochronne-eliminacja-emisji-wywolanej-erozja-wietrzna



Fot.: http://legnica.gosc.pl/doc/2640890.KGHM-zarobil-1-2-mld-zl



Fot.:https://i1.wp.com/zloza.uni.wroc.pl/wp-content/uploads/2017/05/2-1.jpg



Wybrane aspekty w zakresie oceny wpływu górnictwa otworowego na jakość powietrza atmosferycznego na przykładzie poszukiwań za gazem z łupków

Źródła emisji zanieczyszczeń do powietrza

Górnictwo otworowe – proces poszukiwań za gazem z łupków



Głównymi zanieczyszczeniami emitowanymi z procesu poszukiwań za gazem z łupków są:

- tlenki azotu (NO, NO_2), CO, SO_2, lotne związki organiczne, wielopierścieniowe węglowodory aromatyczne (WWA), pyły, odory,

oraz

- główne gazy cieplarniane takie jak: CO_2, CH_4, N_2O.

W każdej fazie procesu poszukiwań za gazem z łupków profil jakościowo-ilościowy emisji się zmienia.



Możliwe konsekwencje emisji:
pogorszenie stanu aerosanitarnego, uciążliwości zapachowe, wpływ na klimat, wzrost potencjału utleniającego atmosfery.

Źródło: http://biznesalert.pl/sawicki-biurokracja-zabila-rewolucje-lupkowa-w-polsce/

Ocena skumulowanego wpływu poszczególnych faz poszukiwań za gazem z łupków na środowisko

Wpływy	Fazy procesu poszukiwań za gazem łupkowym						
	Przygotowanie wiertni	Wiercenie, obudowa, cementowanie	Szczelinowanie	Dowiercanie	Testowanie/ produkcja	Kończenie prac poszukiwawczych, zamknięcie otworu, uporządkowanie terenu	Ogólna ocena wszystkich faz
Zanieczyszczenie wód gruntowych	Nie dotyczy	Niskie	Umiarkowanie wysokie	Wysokie	Wysokie	Nie klasyfikowane	Wysokie
Zanieczyszczenie wód powierzchniowych	Umiarkowane	Umiarkowane	Umiarkowanie wysokie	Wysokie	Umiarkowane	Nie dotyczy	Wysokie
Zasoby wodne	Nie dotyczy	Nie dotyczy	Wysokie	Nie dotyczy	Wysokie	Nie dotyczy	Wysokie
Emisje do powietrza	Niskie	Wysokie	Wysokie	Wysokie	Wysokie	Umiarkowane	Wysokie
Wykorzystanie gruntów	Bardzo wysokie	Nie dotyczy	Nie dotyczy	Nie dotyczy	Wysokie	Nie klasyfikowane	Wysokie
Wpływ na bioróżnorodność	Nie dotyczy	Niskie	Umiarkowane	Umiarkowane	Wysokie	Nie klasyfikowane	Wysokie
Hałas	Niskie	Wysokie	Umiarkowane	Nie dotyczy	Niskie	Nie dotyczy	Wysokie
Wpływ na krajobraz	Umiarkowane	Umiarkowane	Umiarkowane	Nie dotyczy	Niskie	Umiarkowanie niskie	Umiarkowane
Oddziaływanie sejsmiczne	Nie dotyczy	Nie dotyczy	Niskie	Niskie	Nie dotyczy	Nie dotyczy	Niskie
Ruch samochodowy	Wysokie	Wysokie	Wysokie	Umiarkowane	Niskie	Nie dotyczy	Wysokie

Źródło: AEA Technology plc: Support to the identification of potential risks for the environment and human health arising from hydrocarbons operations involving hydraulic fracturing in Europe, Report for European Commission DG Environment, ED57281- Issue Number 17c, 10 August 2012

Potencjalne źródła emisji do powietrza
Etap przygotowania wiertni



W **okresie prowadzenia prac związanych z budową i montażem wiertni** ma miejsce emisja niezorganizowana zanieczyszczeń pyłowo-gazowych wynikająca z:

- poruszania się ciężkiego sprzętu budowlanego i transportowego w obszarze prac przygotowawczych,
- erozji wietrznej gleby będącej wynikiem prowadzonych w rejonie lokali[illegible] ziemnych (planowanie terenu, mas ziemnych, układania płyt





- prowadzenia prac montażowych.

Główne zanieczyszczenia: PM, NO_x, CO, HC, metale.

Potencjalne źródła emisji do powietrza
Etap prowadzenia prac wiertniczych i szczelinowania

Emisja pyłowo-gazowa wynikająca z prowadzenia prac wiertniczych pochodzić może z następujących procesów/źródeł:

- silników spalinowych napędzanych olejem napędowym (rzadziej gazem ziemnym) tworzących zespół generatorów do obsługi następujących procesów:
  - napędzania stołu wiertniczego,
  - napędzania wyciągu wiertniczego,
  - napędzania pomp płuczkowych,
  - przygotowania płynu szczelinującego,
  - zatłaczania płynu szczelinującego,
  - wytłaczania cieczy poreakcyjnej (przereagowanego płynu szczelinującego) na powierzchnię przy pomocy sprężonego azotu,
  - dowiercania,
- urządzeń grzewczych zasilanych olejem opałowym,
- procesu magazynowania i przeładunku paliwa.







Potencjalne źródła emisji do powietrza
Etap prowadzenia prac wiertniczych i szczelinowania cd.

- emisja niezorganizowana zanieczyszczeń pyłowo-gazowych wynikająca ze spalania pozyskanego „surowego” gazu łupkowego na pochodni w czasie prowadzenia testów hydrodynamicznych,
- emisja niezorganizowana „surowego” gazu z łupków wynikająca z potencjalnej możliwości zaistnienia „erupcji gazu” w czasie wiercenia (sytuacja awaryjna),
- emisja niezorganizowana „surowego” gazu z łupków wynikająca z ewentualnych nieszczelności w układzie transportu surowego gazu z otworu poszukiwawczego do pochodni (nieszczelności na połączeniach rurociągów, zaworów, zużycie techniczne urządzeń technologicznych, korozja, niewłaściwa eksploatacja, błędy montażowe itp. – sytuacja awaryjna),
- emisja niezorganizowana lotnych związków organicznych ze zbiorników do przechowywania odseparowanej ropy naftowej np. z płynu szczelinującego.







Główne zanieczyszczenia: NO_x, PM, metale, CO, HC, H_2S, SO_2.

Potencjalne źródła emisji do powietrza
Etap zakończenia prac poszukiwawczych

Zakończenie prac poszukiwawczych może się wiązać z emisją niezorganizowaną do powietrza wynikającą z:

- likwidacji wiertni (ruch maszyn i ciężkich pojazdów samochodowych, głównie po terenie wiertni i po drogach nieutwardzonych),





- emisja zanieczyszczeń pyłowo-gazowych wynikająca z poruszania się ciężkiego sprzętu budowlanego i transportowego w obszarze prac związanych z kończeniem prac poszukiwawczych i rekultywacją terenu lub przygotowaniem go pod eksploatację.



Główne zanieczyszczenia: PM, metale, NO_x, CO, HC.

Najistotniejsze źródła emisji zanieczyszczeń do powietrza

Silniki **spalinowe**, wysokoprężne, dużych mocy (niejednokrotnie przekraczających 2000 kW) do napędzania różnego rodzaju urządzeń wiertniczych i realizacji procesów związanych z pozyskiwaniem gazu łupkowego **np. silniki napędzające pompy do szczelinowania hydraulicznego**.







Najistotniejsze źródła emisji zanieczyszczeń do powietrza

Silniki wysokoprężne napędzające generatory energii elektrycznej





Przewoźne kotłownie



Pochodnia do spalania gazu



Źródła informacji nt. pola emisji zanieczyszczeń pyłowo-gazowych z procesu poszukiwania gazu łupkowego

I. Wskaźniki emisji opracowane m in. przez takie instytucje jak:
   - U.S. Environmental Protection Agency (EPA),
   - The American Petroleum Institute (API),
   - Texas Commission on Environmental Quality (TCEQ),
   - European Parliament, Directorate General For Internal Policies, Policy Department A: Economic And Scientific Policy,
   - European Environment Agency.

II. Raporty inwentaryzacyjne.

III. Karty produktów dostarczane przez producentów, w których często można znaleźć wyniki badań np. homologacyjnych w zakresie spełniania określonych przez prawo standardów emisyjnych.

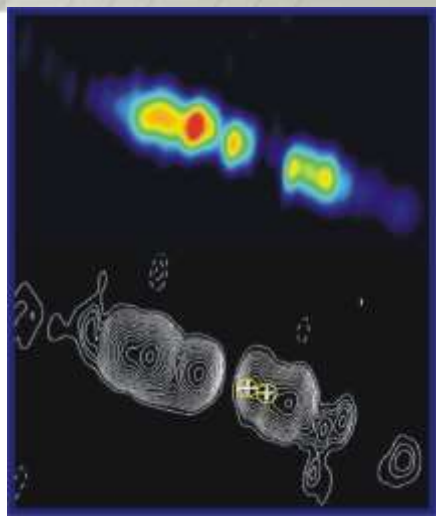
IV. Przepisy narodowe, w zakresie obowiązujących w danym kraju standardów emisyjnych.

V. Literatura naukowa.

VI. Wytyczne, zalecenia naukowych instytutów badawczych i wdrożeniowych.

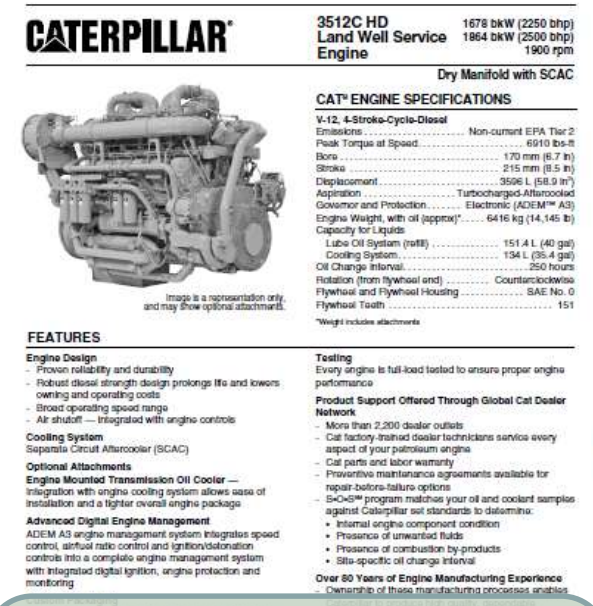
VII. Wyniki pomiarów własnych.

VIII. Analiza naukowa.



Uwaga: wszystkie wymienione źródła informacji/wiedzy należy brać pod uwagę przy ocenie emisji!

Przykłady źródeł informacji o emisji zanieczyszczeń (w tym gazów cieplarnianych) do powietrza z urządzenia/procesu



CATERPILLAR

3512C HD Land Well Service Engine

1678 bkW (2250 bhp)
1864 bkW (2500 bhp)
1900 rpm

Dry Manifold with SCAC

CAT® ENGINE SPECIFICATIONS

V-12, 4-Stroke-Cycle-Diesel
Emissions ..... Non-current EPA Tier 2
Peak Torque at Speed ..... 6910 lbs-ft
Bore ..... 170 mm (6.7 in)
Stroke ..... 215 mm (8.5 in)
Displacement ..... 3596 L (58.9 in³)
Aspiration ..... Turbocharged-Aftercooled
Governor and Protection ..... Electronic (ADEM™ A3)
Engine Weight, with oil (approx)* ..... 6416 kg (14,145 lb)
Capacity for Liquids
Lube Oil System (refill) ..... 151.4 L (40 gal)
Cooling System ..... 134 L (35.4 gal)
Oil Change Interval ..... 250 hours
Rotation (from flywheel end) ..... Counterclockwise
Flywheel and Flywheel Housing ..... SAE No. 0
Flywheel Teeth 151

*Weight includes attachments

Image is a representation only and may show optional attachments.

FEATURES

Engine Design
- Proven reliability and durability
- Robust diesel strength design prolongs life and lowers owning and operating costs
- Broad operating speed range
- Air shutoff — integrated with engine controls

Cooling System
Separate Circuit Aftercooler (SCAC)

Optional Attachments
Engine Mounted Transmission Oil Cooler — Integration with engine cooling system allows ease of installation and a tighter overall engine package

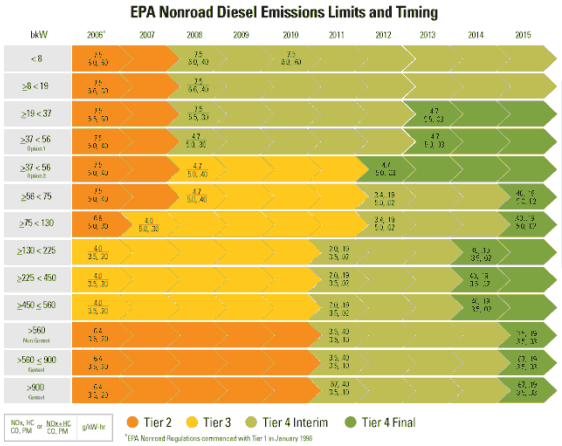
Advanced Digital Engine Management
ADEM A3 engine management system integrates speed control, air/fuel ratio control and ignition/detonation controls into a complete engine management system with integrated digital ignition, engine protection and monitoring

Testing
Every engine is full-load tested to ensure proper engine performance

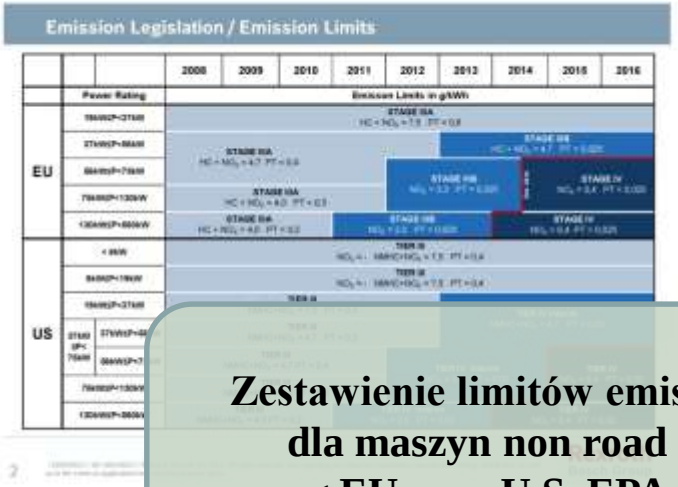
Product Support Offered Through Global Cat Dealer Network
- More than 2,200 dealer outlets
- Cat factory-trained dealer technicians service every aspect of your petroleum engine
- Cat parts and labor warranty
- Preventive maintenance agreements available for repair-before-failure options
- S·O·S℠ program matches your oil and coolant samples against Caterpillar set standards to determine:
  - Internal engine component condition
  - Presence of unwanted fluids
  - Presence of combustion by-products
  - Site-specific oil change interval

Over 80 Years of Engine Manufacturing Experience
- Ownership of these manufacturing processes enables

Fragment karty informacyjnej dotyczącej parametrów technicznych silnika, niezbędnych do określenia wskaźnika emisji



Zestawienie limitów emisji dla maszyn non road wg U.S. EPA

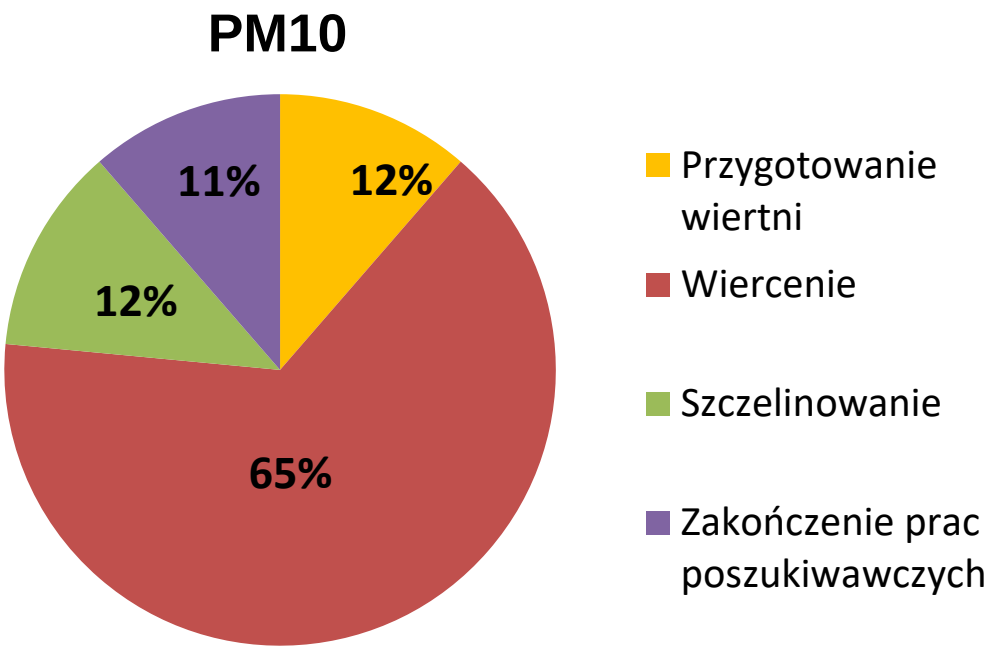


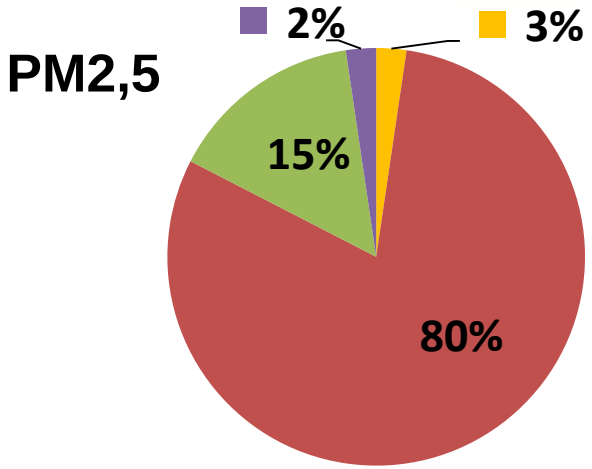
Zestawienie limitów emisji dla maszyn non road wg EU oraz U.S. EPA

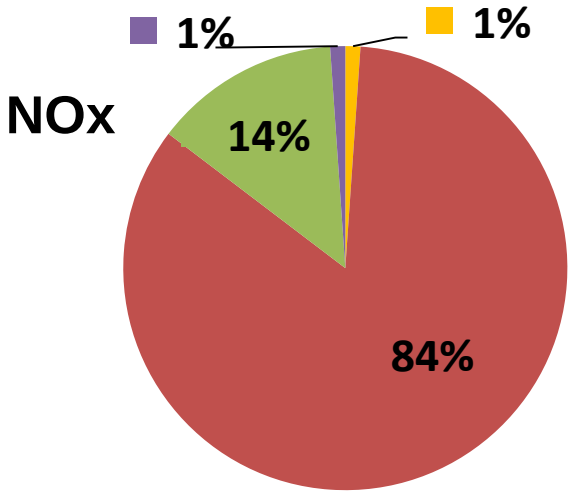


Karta pozwalająca m in. odczytać zużycie paliwa

Udział procentowy emisji rocznej PM_{10}, $PM_{2,5}$ i NO_x na poszczególnych etapach prowadzenia procesu poszukiwań za gazem z łupków







Poglądowe zestawienie wyników obliczeń stężenia maksymalnego z maksymalnych substancji w powietrzu powodowanego emisją z jednego agregatu do szczelinowania o mocy silnika 1680 kW. W procesie szczelinowania pracuje zwykle kilkanaście takich agregatów.

Wnioski:

1) krytycznym zanieczyszczeniem dla procesu szczelinowania jest emisja tlenków azotu,
2) maksymalna wartość stężenia jednogodzinnego NO_2 w powietrzu powodowana emisją z jednego agregatu wynosi: 2150,9 % wartości dopuszczalnej D_1,
3) krótki czas pracy agregatu podczas prowadzenia szczelinowania, w odniesieniu do okresu roku sprawia, że zwykle nie dochodzi pomimo przekroczenia wartości D_1 do przekroczenia 99,8 percentyla ze stężeń D_1,
4) S_{mm} pozostałych zanieczyszczeń nie przekracza wartości stężenia D_1,
5) S_{mm} dla wszystkich emitowanych zanieczyszczeń wystąpiło w odległości X_{mm} = 52 m, przy stanie równowagi atmosfery – 4 oraz przy prędkości wiatru 1 m/s,
6) S_{mm} wynikające z oddziaływania emisji z np. 12 silników wynosi 51 621 µg/m^3,
7) stężenia średnioroczne wszystkich emitowanych zanieczyszczeń nie przekraczają wartości stężenia dopuszczalnego S_a .

Nazwa substancji (CAS)	D_1	S_{mm}	% D_1
	[µg/m^3]	[µg/m^3]	[%]
Ditlenek azotu (CAS 10102-44-0)	200	**4301,7**	**2150,9**
Ditlenek siarki (CAS 7446-09-5)	350	1,358	0,388
Tlenek węgla (CAS 630-08-0)	30000	1142,65	3,809
Pył PM10	280	67,215	24,005
Cynk (CAS 7440-66-6)	50	4,00E-05	8,00E-05
Miedź (CAS 7440-50-8)	20	6,00E-05	3,00E-04
Amoniak (CAS 7664-41-7)	400	0,515	0,129
Benzo(a)piren (CAS 50-32-8)	0,012	0,00035	2,917
Benzen (CAS 71-43-2)	30	1,0428	3,476
Toluen (CAS 108-88-3)	100	0,3781	0,378
Ksylen (CAS 1330-20-7)	100	0,259	0,259
Formaldehyd (CAS 50-00-0)	50	0,106	0,212
Acetaldehyd (CAS 75-07-0)	20	0,0340	0,170
Akroleina (CAS 107-02-8)	10	0,0106	0,106

D_1 – wartość dopuszczalna stężeń maksymalnych 1-godzinnych w µg/m^3
S_{mm} – stężenie maksymalne z maksymalnych w µg/m^3
X_{mm} - odległość występowania Smm liczona od emitora w m

Najczęściej popełniane błędy przy wykonywaniu oceny wpływu prac poszukiwawczych za gazem z łupków na jakość powietrza atmosferycznego

Przegląd dostępnych w internecie raportów OOŚ związanych z oddziaływaniem emisji z prac poszukiwawczych za gazem z łupków na jakość powietrza wykazał bardzo niską jakość merytoryczną sporządzanych ocen. Właściwie wszystkie (kilka) przeglądnięte oceny wpływu na jakość powietrza zawierały błędy merytoryczne, które wypaczały wynik oceny.

Najczęstsze błędy to:

- błędnie przyjęta metodyka obliczeń emisji z silników spalinowych,
- przyjmowanie emisji zanieczyszczeń z silnika spalinowego w oparciu o wskaźniki emisji opracowane dla:
  - kotłów (!!!),
  - samochodów (ze wskaźników opłatowych !!!),
- nieprawidłowe podejście do oceny zużycia paliwa przez silnik spalinowy,
- nieprofesjonalnie opisana metodyka obliczeń emisji,
- stosowanie w raporcie niejasnych skrótów myślowych,
- nieprawidłowe nazewnictwo,
- błędy obliczeniowe,
- niewystarczająco opisane założenia do modelowania rozprzestrzeniania się zanieczyszczeń,
- niewłaściwa interpretacja wyników obliczeń, itp.





Uwagi w zakresie oceny wpływu górnictwa głębinowego na jakość powietrza atmosferycznego

Główne źródła emisji zanieczyszczeń do powietrza z kopalni głębinowych

Górnictwo podziemne w porównaniu do odkrywkowego i otworowego stanowi potencjalnie najmniejszy wpływ na jakość powietrza.

Na etapie budowy i zamknięcia kopalni głębinowej najistotniejszym źródłem emisji zanieczyszczeń pyłowo-gazowych o charakterze niezorganizowanym są: prace ziemne, montażowe/demontażowe, transport. Emisja ta ma zasięg lokalny.

Na etapie eksploatacji kopalni zwykle najistotniejszymi źródłami emisji są: zakład przeróbczy, kotłownia, składowiska, miejsca przeładunku produktów. Zakres oddziaływań emisji z tych źródeł jest zdeterminowanych charakterystyką źródła emisji. Proces eksploatacji kopalni często wiąże się również z emisją metanu, który w ramach procedury OOŚ rozpatrywany jest jako gaz cieplarniany mający wpływ na zmiany klimatu.

Sugestie zamiast podsumowania



Najważniejsze sugestie dotyczące sporządzania Raportów OOŚ

Inwestorzy powinni:

1) bardziej starannie dobierać osoby/firmy sporządzające raporty oddziaływania na środowisko,
2) nie ograniczać dostępu do danych niezbędnych do prawidłowego wykonania oceny,
3) podawać realne informacje, o które zwracają się do nich wykonawcy raportów,
4) odpowiednio wcześniej rozpocząć procedowanie w sprawie OOŚ, aby nie działać pod presją czasu.

Wykonujący raporty powinni:

1) dołożyć starań aby stosować odpowiednie metody oceny wpływu na jakość powietrza, adekwatne do istniejącej sytuacji,
2) wyegzekwować od inwestorów wszystkie możliwe do uzyskania informacje, niezbędne do poprawnego wykonania oceny,
3) jasno opisać i zdefiniować braki w informacjach i wiedzy, które nie pozwalają na poprawną ocenę,

Ograny przyjmujące raport OOŚ powinny:

1) w sytuacjach, kiedy uważają, że nie są w stanie kompetentnie ocenić jakości raportu – zlecić wykonanie koreferatu specjaliście z danej dziedziny.

Dziękuję za uwagę



Rozwiązania obudów przecinek likwidacyjnych ścian wydobywczych dla głębokich kopalń węgla kamiennego

Brudny Grzegorz
MAS Sp. z o.o., Mikołów

Głuch Piotr
PRO-KOM P.P.-W., Paniówki

Jaśniok Mirosław
CarboSPEC M. Jaśniok Spółka Jawna, Mikołów

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

STRESZCZENIE: Rozwiązania obudów przecinek likwidacyjnych ścian wydobywczych dla głębokich kopalń węgla kamiennego stanowią istotny element konstrukcji niezbędnej do wykonania w procesie technologicznym wydobycia węgla. Właściwy dobór obudowy oraz technologia mają istotne znaczenie dla zapewnienia bezpieczeństwa przy wymaganym krótkim okresie czasu ich wykonania. W artykule scharakteryzowano istniejące stosowane rozwiązania obudów przecinek likwidacyjnych dokonując ich podziału z określeniem ich zalet i wad.

Na bazie uzyskanych doświadczeń przedstawiono nowoczesne rozwiązania. Rozwiązanie obudowy przecinki likwidacyjnej wyposażenia ściany wydobywczej musi być rozpatrywane w kilku fazach jej istnienia, takich jak: drążenie, użytkowanie oraz likwidacja. Uwzględniając zróżnicowane warunki geologiczno–górnicze, wyposażenie ścian, środki transportu, technologię wyzbrajania ściany, rozwiązania obudów przecinek likwidacyjnych mają istotne znaczenie w aspekcie efektywnego wykorzystania urządzeń wydobywczych w procesie produkcyjnym kopalni.

SŁOWA KLUCZOWE: górnictwo, budownictwo podziemne, przecinki ścianowe, obudowa

1. WSTĘP

Przecinki likwidacyjne ścian wydobywczych są krótkotrwałymi wyrobiskami technologicznymi wykorzystywanymi do wyzbrojenia wyposażenia ściany wydobywczej.
W praktyce obudowę i technologię wyzbrajania ścian projektuje się dla zapewnienia szeregu istotnych warunków do których zaliczamy:

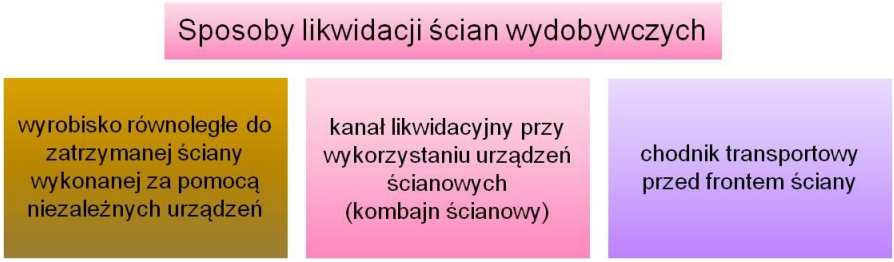
- stateczność stropu,
- stateczność ociosu,
- bezpieczne przejście w zawał wyzbrojonego z sekcji obudowy zmechanizowanej wyrobiska,

- zapewnienie przewietrzania wyrobiska,
- krótki czas wykonania i wyzbrajania,
- zapewnienie korzystnej mechanizacji drążenia jak i wyzbrojenia.

Należy zaznaczyć, że wymienione uwarunkowania są decydujące w aspekcie efektywnego wykorzystania urządzeń wydobywczych (kompleksów ścianowych) w procesie produkcyjnym kopalni.

2. RODZAJE PRZECINEK LIKWIDACYJNYCH

Rodzaje przecinek likwidacyjnych mogą być wyróżnione wg sposobu likwidacji ścian wydobywczych, co schematycznie przedstawiono na rys. 1.



Rys.1. Schemat rodzaju likwidowanych ścian wydobywczych według sposobu

Chodnik transportowy przed frontem ściany nie jest częstym rozwiązaniem stosowanym w kopalniach polskich, co wynika głównie z konieczności wydzielenia odrębnego oddziału do jego wykonania.

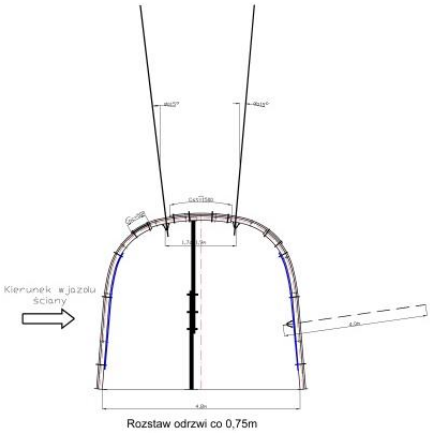
Kanał likwidacyjny wykonywany na linii zatrzymanego frontu ściany za pomocą niezależnych urządzeń jest głównie realizowany w przypadku wcześniejszego wytransportowania kombajnu ścianowego i dłuższego postoju ściany.

Przecinki likwidacyjne będące też również kanałem likwidacyjnym najczęściej wykonuje się za pomocą urządzeń wykorzystywanych do urabiania ściany, a więc kombajnu ścianowego oraz coraz częściej urządzeń kotwiących do wzmocnienia stropu i ociosu.

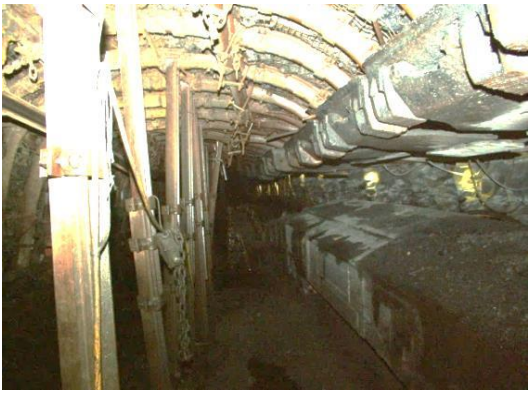
2.1. Przecinki likwidacyjne wykonywane przed frontem ściany

Przecinki likwidacyjne przed frontem ściany realizuje się niezależnie w stosunku do biegu ściany, a stosowne przykłady rozwiązań przedstawiono między innymi w artykułach [1, 5]:

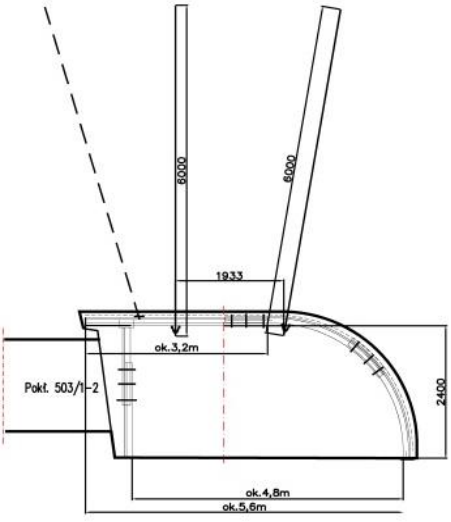
- rozwiązanie obudowy chodnika transportowego w ZG Sobieski [5], które to rozwiązanie schematycznie przedstawiono na rys. 2 i 3,
- rozwiązanie tradycyjnej obudowy przed frontem ściany, gdzie obudowa podporowa jest wzmocniona kotwami i podciągami,
- rozwiązanie przecinki likwidacyjnej w postaci chodnika wyprzedzającego w warunkach KWK „JAS-MOS” [1], w obudowie łukowo-prostej z przykotwieniem za pomocą kotwi strunowych, którą schematycznie przedstawiono na rys. 4 i 5.



Rys. 2. Kanał likwidacyjny ściany wydobywczej o odrzwiach obudowy ŁPSpA-V32/4/4,8x4,1 wzmocniony dwoma kotwami strunowymi o długości 8m i stojakiem podporowym SV29t, [5]



Rys. 3.Widok kanału likwidacyjnego ściany wydobywczej w odrzwiach obudowy ŁPSpA-V32/4/4,8x4,1 po wjeździe sekcji obudowy zmechanizowanej, [5]



Rys. 4.Kanał likwidacyjny przed frontem ściany strugowej w KWK „JAS-MOS” w obudowie łukowo-prostej, [1]



Rys.5. Widok kanału likwidacyjnego przed frontem ściany strugowej w KWK „JAS-MOS” w obudowie łukowo prostej po wjeździe sekcji obudowy zmechanizowanej, [1]

Przecinki przed frontem ściany mogą być wykonywane wyprzedzająco w obudowach kotwowych co wykazały doświadczenia przeprowadzone w warunkach KWK „Bogdanka” [2], gdzie przykotwiony strop i ocios miał korzystny stan bez pęknięć i obwałów – rys. 6 i 7.

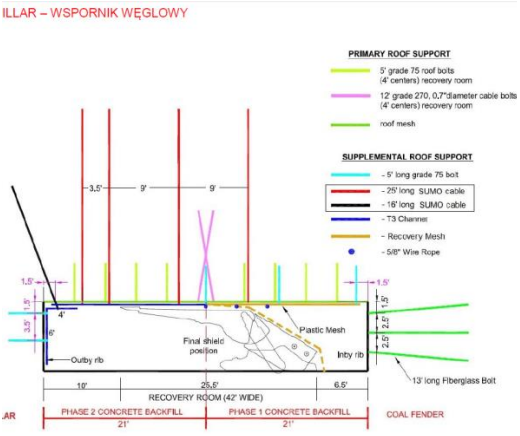


Rys. 6. Widok ścieżki transportowej na odcinku przecinki likwidacyjnej w obudowie podporowo – kotwowej, [2]

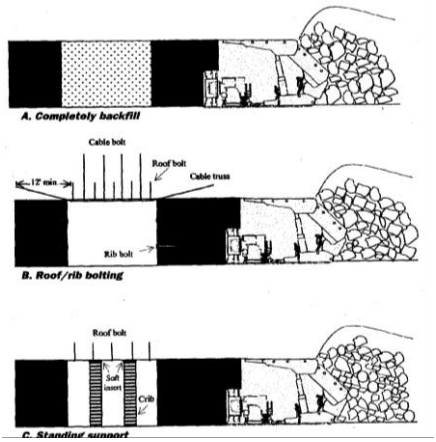


Rys. 7. Widok ścieżki transportowej na odcinku przecinki likwidacyjnej w obudowie kotwowej, [2]

W praktyce dla przecinek likwidacyjnych przed frontem ściany w samodzielnej obudowie kotwiowej stosowane jest kotwienie wysokie z kotwami linowymi o długości około 11 m oraz krótkimi prętowymi przy czym, wyrobisko przed wjazdem ściany jest w całości podsadzone spoiwem wiążącym urabianym organem kombajnu ścianowego. Rozwiązanie wg Stankus J. [9] przedstawia rysunek 8, a inne rozwiązania wg. schematów Peng Syd S. [8] przedstawiono na rys. 9



Rys. 8. Schemat obudowy przecinki przed frontem ściany w obudowie kotwowej w kopalni amerykańskiej, [9]

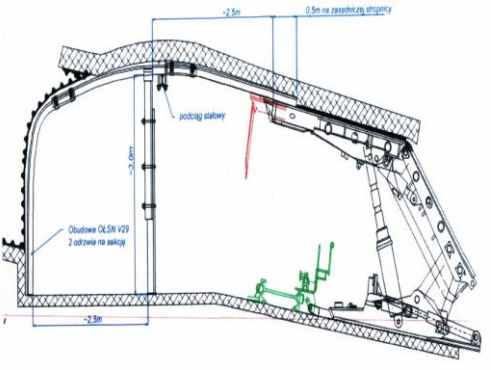


Rys. 9. Systemy likwidacji ścian z wykorzystaniem chodnika wyprzedzającego: A - pełne podsadzenie chodnika, B - chodnik w obudowie kotwowej prętowej i linowej, C - obudowa kotwowa z podporami, [8]

2.2. Przecinki likwidacyjne wykonywane na linii frontu ściany

2.2.1. Przecinki w obudowie podporowej wykonywane niezależnymi urządzeniami

Drążenie przecinki niezależnymi urządzeniami prowadzone jest za pomocą kombajnów ramieniowych chodnikowych typu AM50 jak np. na rys. 10 i 11, [6] lub za pomocą materiałów wybuchowych przy dużym nachyleniu pokładów.



Rys. 10. Chodnik przed frontem ściany w obudowie spłaszczonej drążony kombajnem chodnikowym, [6]



Rys. 11. Widok chodnika przed frontem ściany w obudowie spłaszczonej drążony kombajnem chodnikowym, [6]

2.2.2. Przecinki w obudowie podporowej wykonywane za pomocą kombajnu ścianowego

Przykład rozwiązania obudowy podporowej wykonywanej za pomocą kombajnu ścianowego przedstawiono na rys. 11 do 15, [10]. Odrzwia obudowy dostosowano do warunków technologicznych wykonania obcinki likwidacyjnej ściany oraz do technologii wybudowy sekcji obudowy zmechanizowanej.

Obudowa prosta miała stropnicę wykonaną z kształtownika V29 o długości około 5 m lub ze stropnic o długości 3 m łączonych ze sobą strzemionami z zakładką 1,0 m, budowaną w rozstawie co 0,75 m. Ze względu na I stopień zagrożenia tąpaniami zastosowano stojak podporowy prosty SV29t z głowicą dla stropnicy V29.

Stropnica obudowy podporowej z kształtownika była dociśnięta do stropu pokładu za pomocą stropnicy zasadniczej sekcji obudowy zmechanizowanej. Na stropnicy założono podkłady drewniane zapewniające równomierny docisk. Fazy wykonywania obudowy stropu przedstawiono na rys. 12 i 13.

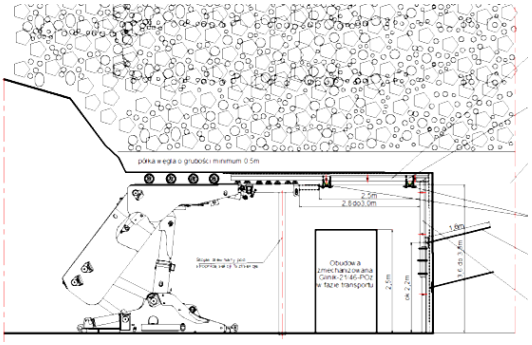
Pod każdą sekcję obudowy zmechanizowanej po zabudowie stropnic obudowy podporowej i ich rozparciu zabudowano stojak drewniany o średnicy minimum 15 cm. Stojak osadzano tak, aby nie istniała możliwość jego wysunięcia.

Na długości odrzwi budowano minimum dwa podciągi z kształtownika V29 wiązane ze stropnicami strzemionami ukośnymi lub śrubami hakowymi. Podciągi na swej długości łączono strzemionami jarzmowymi przy zakładce o długości minimum 0,5 m.

Podciągi rozmieszczano tak, aby istniała możliwość wysuwu szuflady odrzwi obudowy zmechanizowanej i zmniejszenia szerokości roboczej wyrobiska w stropie do około 2,5 m.

Od strony ociosu węglowego podciąg budowano w rejonie stojaka dla ograniczenia możliwości przesuwania się stojaka podporowego na połączeniu z prostką stropnicy do wyrobiska.

Innym przykładem jest rozwiązanie przecinki likwidacyjnej wykonanej kombajnem ścianowym w warunkach PG „Silesia" z zastosowaniem siatki zginanej, stropnic stalowych z kształtownika V29, stojaków podporowych typu SV29t, podciągu podłużnego V29 kotwionego kotwiami strunowymi o długości 9,0 m oraz z zabudową w ociosie węglowym kotwi prętowej o długości 2,2 m, co przedstawiono na rys. 16.



Rys. 11. Obudowa obcinki likwidacyjnej o kształcie prostym dla ściany nr 7 w pokładzie 405/3, [10]



Rys. 12. Faza realizacji obudowy wspornikowej za pomocą stropnic drewnianych, [10]



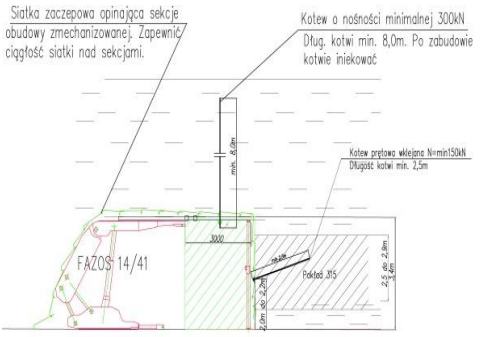
Rys. 13. Faza obudowy wspornikowej ze stropnicami stalowymi V29 i drewnianymi oraz z siatką zgrzewaną



Rys. 14. Widok stropnic stalowych po odsłonięciu stropnicy obudowy zmechanizowanej



Rys. 15. Ostateczny ogólny widok obcinki likwidacyjnej o kształcie prostym dla ściany nr 7 w pokładzie 405/3 z koleją spągową



Rys. 16. Przecinka likwidacyjna z przykotwionym podciągiem dodatkowo mocowanym do stropnic stalowych

Przykłady rozwiązań opinki obudowy wykonywanej z siatek zgrzewanych łączonych (rys. 17), siatek plecionych ogrodzeniowych (rys. 18) i siatek kompozytowych ciągłych - rys. 19 i 20.



Rys. 17. Przecinka likwidacyjna z zabudowaną siatką zgrzewaną łączoną, która wskutek obwału ociosu uległa rozpięciu



Rys. 18. Przecinka likwidacyjna z siatką plecioną ogrodzeniową, [7]



Rys. 19. Przecinka likwidacyjna z siatką kompozytową ciągłą typu GRID-CARBO 6/VII/385 podciąganą krążkami przy przejeździe kombajnu, [7]



Rys. 20. Przecinka likwidacyjna z siatką kompozytową ciągłą GRID-CARBO z zabudowanymi stropnicami i stojakami na ociosie węglowym

2.2.3. Przecinki wykonywane w obudowie kotwowej w kierunku biegu ściany

Przecinki wykonywane w obudowie kotwowej od strony ściany są najczęściej wykonywane w górnictwie zagranicznym, gdzie obudowa kotwowa jest podstawową konstrukcją zabezpieczającą strop i ocios wyrobiska. Przykładowe dwa rozwiązania urządzeń przedstawiono na rys. 21 i rys. 22. Na długości przecinki (ściany) jest budowana siatka kompozytowa (z włókien poliestrowych), rozciągana na całej jej długości, zakładana na obudowę zmechanizowaną, przyciągana do sekcji w fazie urabiania, a przy kotwieniu przecinki przytwierdzana kotwami do stropu i ociosu na całej szerokości wyrobiska.



Rys. 21. Kotwiarka na przenośniku ścianowym, [11]



Rys. 22. Urządzenie kotwiące firmy Fletcher zabudowane na przenośniku ścianowym, [12]

3. KIERUNKI POPRAWY EFEKTYWNOŚCI WYKONANIA PRZECINEK LIKIWDACYJNYCH

Efektywność wykonywania przecinek likwidacyjnych ścian wydobywczych w warunkach dużej głębokości i wysokich kosztów przestoju wyposażenia ściany powinna być prowadzona przez:

- oszczędności na robociźnie osiągane przez zastosowaniem opinania sekcji obudowy zmechanizowanej ciągłymi siatkami kompozytowymi, głównie wykonywanymi z włókien poliestrowych wraz z zastosowaniem wysokowydajnego kotwienia,
- oszczędności w transporcie uzyskiwane zmniejszeniem masy obudowy w związku z wyeliminowaniem stropnic stalowych, stropnic drewnianych, stojaków podporowych, podciągów kotwi strunowych,
- zwiększenie bezpieczeństwa osiągane dokładnym opięciem stropu i ociosu zarówno w fazie poszerzania pola wyjazdowego jak i w fazie wybudowy ściany. Uzyskuje się ciągłość zabezpieczenia stropu i ociosu, który przy wykonywaniu obudowy i wybudowy wyposażenia ściany zwiększa bezpieczeństwo.

W warunkach górnictwa polskiego istnieje konieczność poprawy bezpieczeństwa oraz zwiększenia efektywności w procesie wybudowy ścian, co należy realizować poprzez udoskonalanie technologii ze szczególnym uwzględnieniem zmniejszenia pracochłonności.

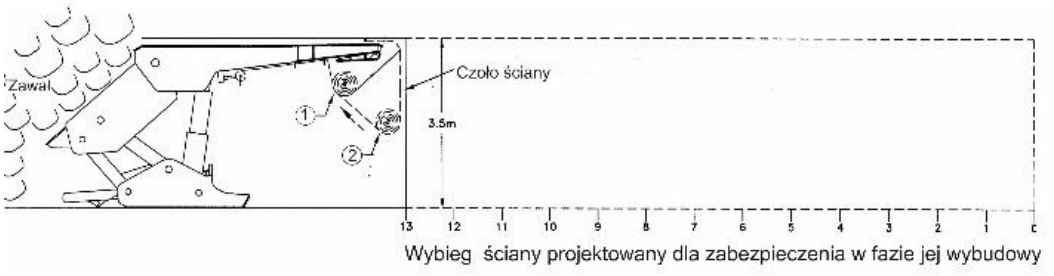
Przykładem rozwiązania siatki ciągłej z tworzywa kompozytowego jak siatka GRID CARBO (40÷1200) wykonana z wysokowytrzymałych włókien poliestrowych charakteryzujących się wysokim modułem sztywności oraz niskim współczynnikiem pełzania. Włókna te, oprócz dużej wytrzymałości, posiadają właściwości antystatyczne, niepalne i są odporne na korozję [4], której parametry podano w tablicy 1.

Tablica 1

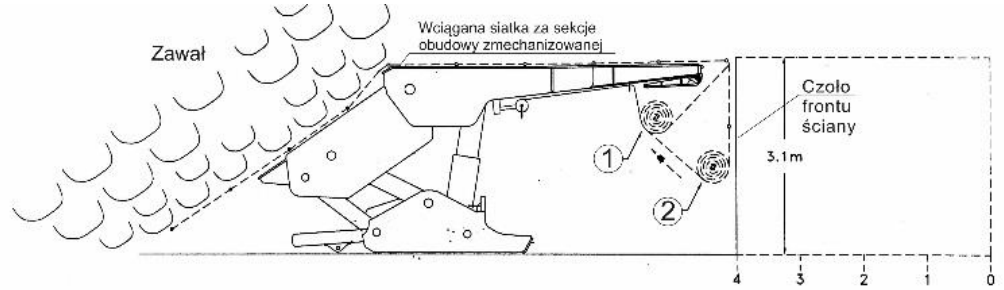
Własności siatki GRID CARBO, [4]

		Typ siatki (okładziny) GRID CARBO									
Specyfikacja		40	50	60	100	200	400	600	800	1000	1200
Wydłużenie %		≤13	≤13	≤13	≤13	≤13	≤13	≤13	≤13	≤13	≤13
Wytrzymałość na rozciąganie [kN/m]	wzdłużna	40	50	60	100	200	400	600	800	1000	1200
	poprzeczna	40	50	60	100	200	400	600	800	1000	1200
Rozmiar oczka (mm)		100×100	50×50	60×60	50×50	30×30	53×40	46×33	40×30	40×25	40×25
Wydłużenie przy zerwaniu [%]		13±3									
Barwa		Biała, jednolita									
Trudnopalność / Antystatyczność		Odpowiada standardom MT 141-2005, NCB 245:1985 i międzynarodowemu świadectwu FRAS									
Rezystancja powierzchniowa [Ω]		≤ $1x10^9$									
Klasa palności		V-0									
Średni czas palenia [s]		≤3									
Średni czas żarzenia [s]		≤10									
Wskaźnik tlenowy [%]		≥21									
Szerokość [m]		Szerokość 1÷50m lub innej									
Długość [m]		Standardowa długość do 50m; możliwość wykonania do 400m lub innej									
Antykorozja		Nie zachodzi zjawisko korozji (rdzewienia) oraz starzenia									
Odporność chemiczna		Odporna kwasy, zasady i inne związki chemiczne									
Oddziaływanie na środowisko		Przyjazna dla środowiska naturalnego i bezpieczna dla osób mających z nią kontakt									

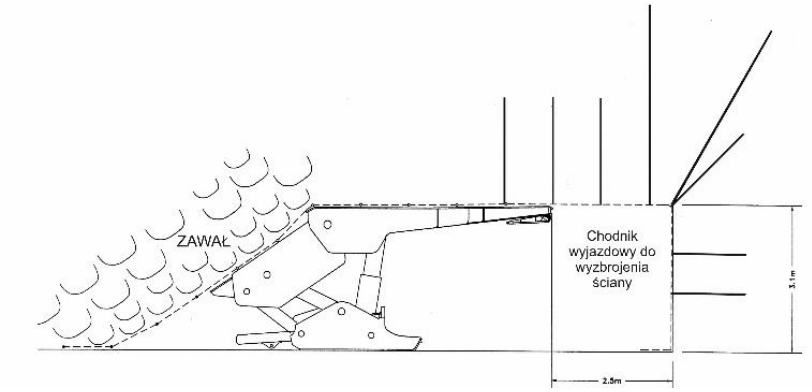
Siatki produkowane są o długości pozwalającej je rozciągnąć na całą długość ściany (w jednym lub dwóch odcinakach) przy szerokości obejmującej strefę zawałową i strefę transportową (dochodzącą do 15 m). Siatka w postaci zwiniętej jest rozciągana na przenośnik wzdłuż ściany na całą jej długość, a następnie jest napinania na wysokość stropnic sekcji obudowy zmechanizowanej, którą podjeżdża się pod siatkę wprowadzając ją za obudowę. W zabudowie siatki wykorzystuje się wciągarki ręczne z nawiniętą linką stalową, co pozwala na podciąganie siatki do góry i przejazd kombajnu (strugu) urabiającego czoło ściany i dokonania kolejnego podjazdu sekcją pod opuszczoną siatkę. Siatka każdorazowo zabezpiecza strop i ocios na wysokości i nie jest wymagane wchodzenie na przenośnik zgrzebłowy, a wszystkie czynności są wykonywane spod sekcji obudowy zmechanizowanej. Schematycznie fazę wprowadzania siatki za obudowę zmechanizowaną przedstawia rys. 23, a fazę kolejnego urabiania i przemieszczania sekcji rys. 24. W ostatecznej fazie do wykonania kanału wyjazdowego ze ściany korzystnie jest wykonać obudowę kotwową pozwalającą zabezpieczyć strop bez potrzeby ruchu sekcją obudowy zmechanizowane, prowadząc kotwienie z bezpiecznego miejsca. Schemat rozwiązania obudowy kotwiowej w kanale wyjazdowym ze ściany przedstawiono na rys. 25.



Rys. 23. Faza wprowadzania siatki GRID CARBO za obudowę zmechanizowaną



Rys. 24. Faza wprowadzania siatki za sekcje obudowy zmechanizowanej po podciągnięciu siatki do pozycji 1, urobieniu calizny węglowej przodku i odchyleniu siatki do pozycji 2 zabezpieczającej ocios węglowy



Rys. 25. Faza wykonania kanału wyjazdowego ze ściany w obudowie kotwowej opiętego siatką GRID CARBO

4. WNIOSKI KOŃCOWE

1. Likwidacja przecinek ścianowych może być realizowana w różnorodny sposób poprzez wykonanie kanału przed frontem ściany, wyrobiska równoległego do zatrzymanej ściany odrębnym urządzeniem, poszerzenia pola ścianowego i zabudowę niezależnej obudowy.

2. Współczesne metody wybudowy ścian zmechanizowanych związane są z poprawą efektywności wykorzystania wyposażenia ściany oraz bezpośredniej wybudowy urządzeń ze ściany.

3. Skrócenie czasu wykonania obudowy przecinki likwidowanej przez poszerzenie pola ścianowego jest możliwe do zrealizowania przez stosowanie obudowy kotwowej z ciągłą siatką kompozytową zabezpieczającą strop i ocios pola ścianowego.

5. LITERATURA

[1] Celmer M., Lubryk M., Skatuła R., Głuch P. 2013: Doświadczenia ze stosowania obudów podporowo – kotwiowych niesymetrycznych w przecinkach zbrojeniowych i likwidacyjnych w kopalni „JAS-MOS". Górnictwo i Geologia, Kwartalnik Zeszyt 1, Tom 8.

[2] Chmielewski J., Czuba W., Koza H., Masiakiewicz M., Głuch P. 2001: Likwidacja i zbrojenie ścian dla warunków KWK „ BOGDANKA". Konferencja Nowoczesne Technologie Górnicze 2001.

[3] Łupikasza M., Stopa Z., Koza H. 1996*:* Osiągnięcia kopalni Bogdanka w zakresie szybkiego przezbrajania ściany. Wiadomości Górnicze nr 7/8.
[4] Jaśniok M. 2016: Siatka GRID CARBO. Konferencja SITG „Poprawa bezpieczeństwa pracy poprzez wykorzystanie nowoczesnych materiałów kompozytowych do likwidacji obcinki ścianowej oraz remontu wyrobisk górniczych", Wisła.
[5] 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.
[6] Kubaczka Cz., Pierchała J., Głuch P. 2011:Spłaszczona obudowa łukowo-prosta kanału likwidacyjnego ścian wydobywczych w kopalni "Borynia-Zofiówka". Budownictwo Górnicze i Tunelowe, nr 4.
[7] Masiakiewicz M. 2016: Próby zastosowania siatki poliestrowej typu GRID CARBO do opięcia stropu w procesie przygotowania ściany 6/VII/385 do likwidacji w kopalni „Bogdanka". Konferencja SITG „Poprawa bezpieczeństwa pracy poprzez wykorzystanie nowoczesnych materiałów kompozytowych do likwidacji obcinki ścianowej oraz remontu wyrobisk górniczych", Wisła.
[8] Peng Syd S. 2000: Cutting through open entries require proper support. Coal Age.
[9] Stankus J.C., Li X., Ma L., Faulkner D., Hanson B., Ochsner R. 2014: A case study of a low overburden longwall recovery with pre developed recovery entries. 33rd International Conference on Ground Control in Mining.
[10] Wardas A., Bobek R., Piecha M., Ratajczak A., Głuch P. 2011: Konstrukcja obudowy przecinki likwidacyjnej ściany o dużych gabarytach w kopalni "Knurów-Szczygłowice". Budownictwo Górnicze i Tunelowe, nr 4.
[11] www. rambor.com.au.
[12] www. fletcher.com.

Solutions of supports for liquidation crosscuts of longwalls in deep hard coal mines

ABSTRACT: The solutions of supports for liquidation crosscuts in deep hard coal mines are a significant element of the structure necessary in the technological process of coal excavation. A proper selection of the supports and the applied technology are significant in ensuring the safety at the required short performance time. The article provides the characteristics of the existing and applied solutions of supports for liquidation crosscuts while providing a division thereof and specifying their advantages and disadvantages. Based on experience, own solutions and applied calculation models are presented, especially for straight supports with a prop at the coal side wall. The solution of supports for liquidation crosscuts of the longwall equipment must be considered in terms of several phases such as: driving, operation and liquidation. Considering the variable geological and mining conditions, the equipment of longwalls, the measures of transport and the technology of equipment removal, the solutions of supports for liquidation crosscuts are significant in view of the effective use of mining machines in the mine's production processes.

KEY WORDS: mining roof support, liquidation crosscuts of longwalls, support

Rozwiązania obudów przecinek likwidacyjnych ścian wydobywczych dla głębokich kopalń węgla kamiennego

BRUDNY Grzegorz - MAS Sp. z o.o.
GŁUCH Piotr - PRO-KOM P.P.-W.
JAŚNIOK Mirosław - CarboSPEC M. Jaśniok Spółka Jawna
RATAJCZAK Adam - JSW S.A. KWK „Knurów –Szczygłowice”



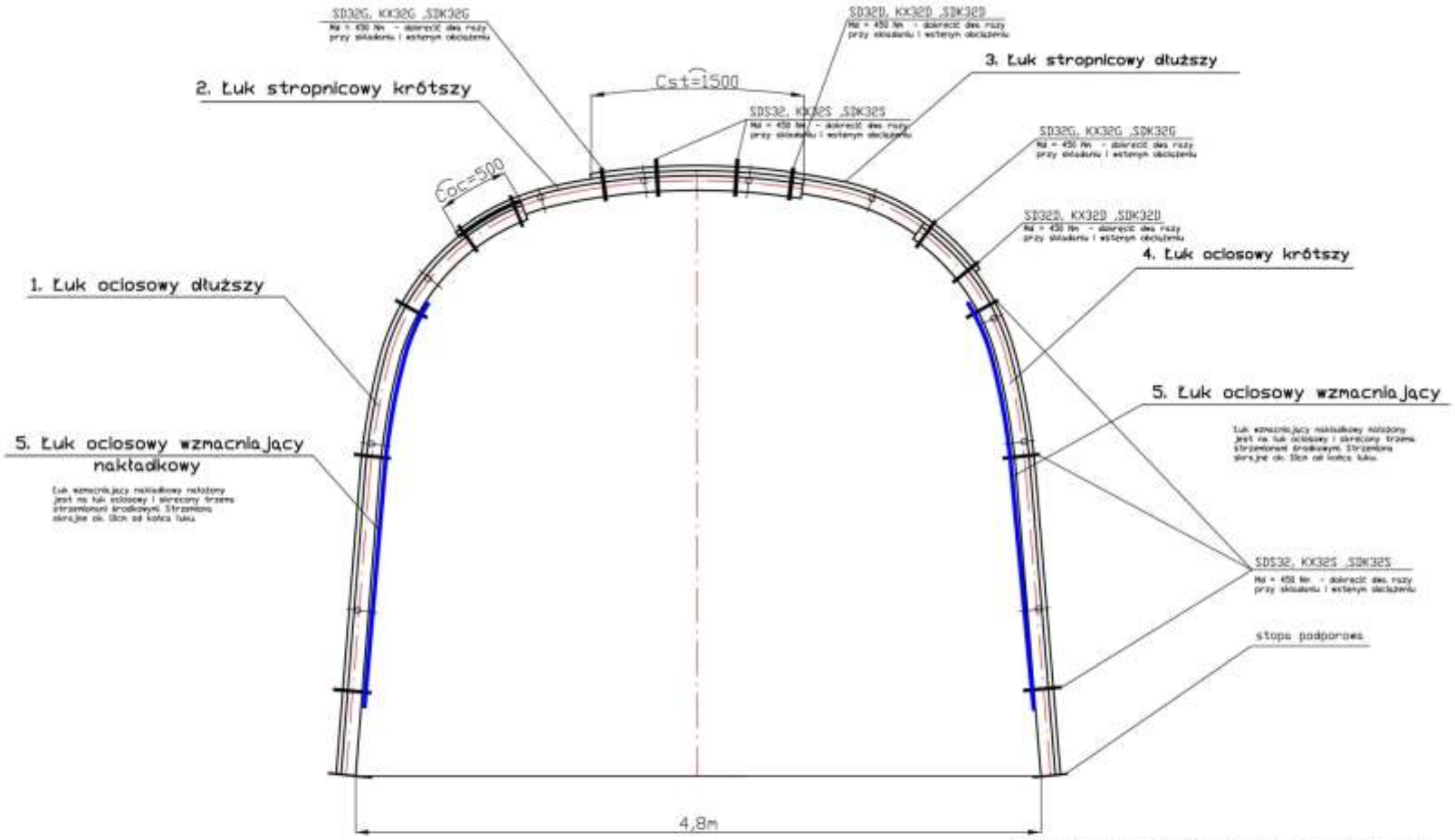
Szkoła Eksploatacji Podziemnej
26 do 28 luty 2018r
Kraków

Sposoby likwidacji ścian wydobywczych

wyrobiska równoległego do zatrzymanej ściany wykonanej za pomocą niezależnych urządzeń

kanału likwidacyjnego przy wykorzystaniu urządzeń ścianowych (kombajn ścianowy)

chodnik transportowy przed frontem ściany



Rozstaw odrzwi co 0,75m

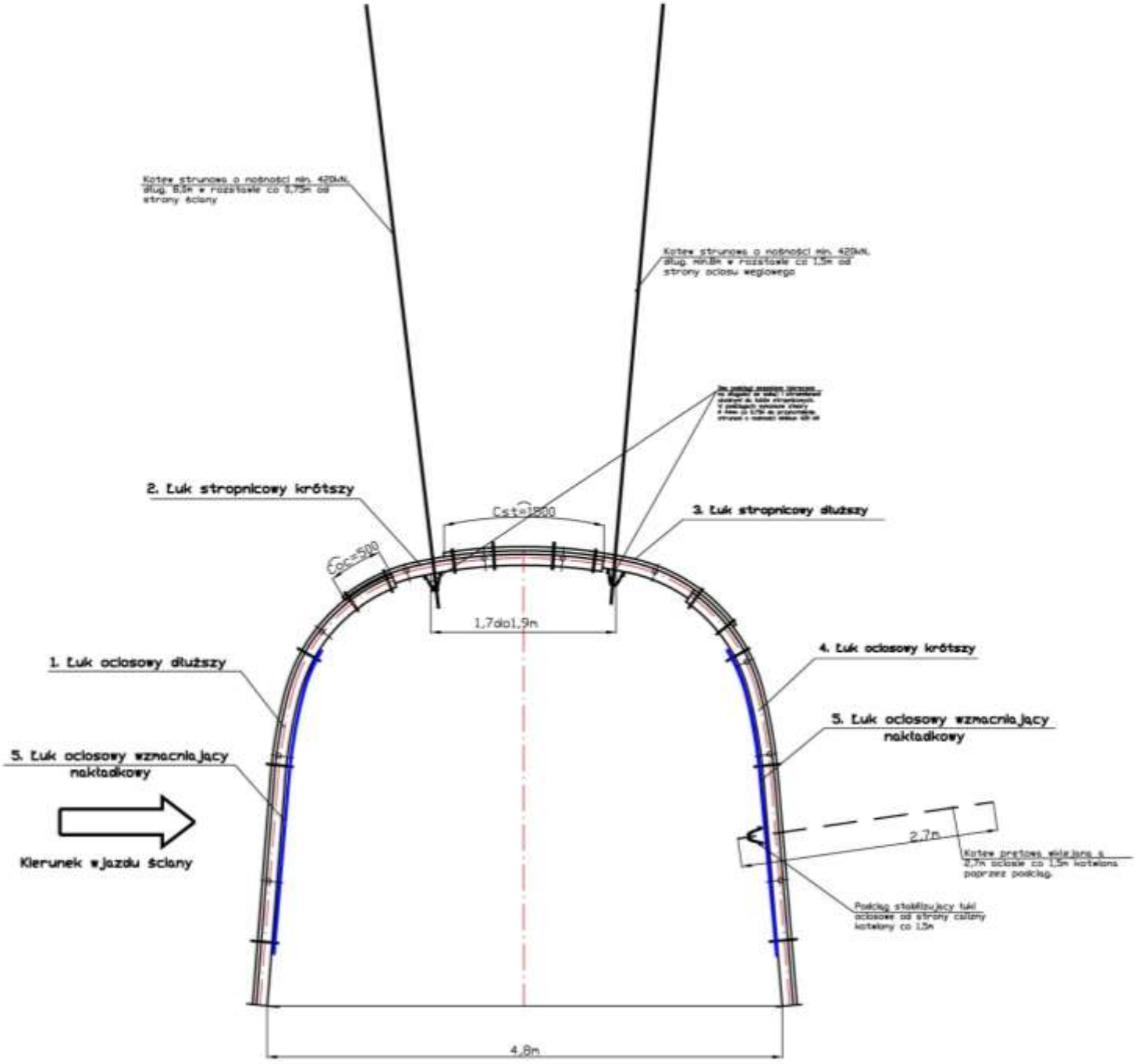
Wyrobisko drążone w pokładzie węgla z półką o grubości min. 0,4m.
Dodatkowe łuki ociosowe wzmacniające nakładkowe (pozycja 5) są skręcane do łuków ociosowych (pozycja 1 i 4) i wzmacniają je na obciążenia ociosowe.
W stropie na łukach stropnicowych (pozycja 2 i 3) na zakładce o długości 1500mm są zabudowane 4 strzemiona celem jej usztywnienia i uzyskania zsuwów jedynie na złączach ociosowych.

ŁPSpA–V32/4/2łwn/4,8x4,1

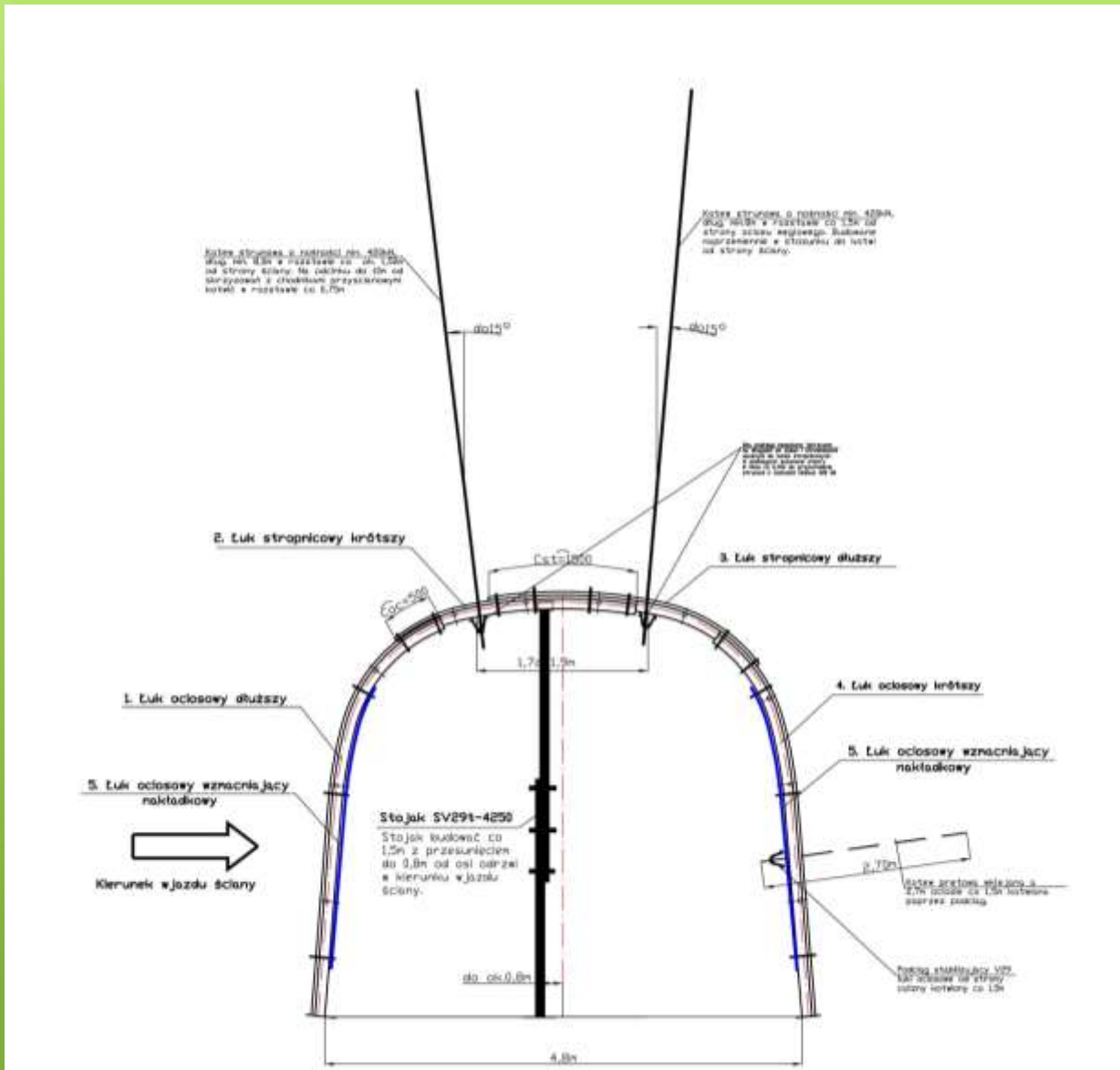
odrzwia ze wzmocnieniem łuków ociosowych

odrzwia nr 6 wg DTR–04/ETG/2014

RYS.6.1.


Kotew strunowy o nośności min. 420kN, dług. 6,0m w rozstawie co 0,75m od strony ściany
Kotew strunowy o nośności min. 420kN, dług. min.8m w rozstawie co 1,5m od strony obudowy węglowego
2. Łuk stropnicowy krótszy
3. Łuk stropnicowy dłuższy
Cstal500
Cstal500
1,7do1,9m
1. Łuk obudowy dłuższy
4. Łuk obudowy krótszy
5. Łuk obudowy wzmacniający nakładkowy
5. Łuk obudowy wzmacniający nakładkowy
Kierunek wjazdu ściany
2,7m
Kotew prętowy wklejany o 2,7m obudowa co 1,5m kotwiony poprzez podciąg
Podciąg stabilizujący łuki obudowe od strony calizny kotwiony co 1,5m
4,8m

Rozwiązania konstrukcji obudowy chodnika transportowego (wyjazdowego) ściany nr 338 w pokładzie 209



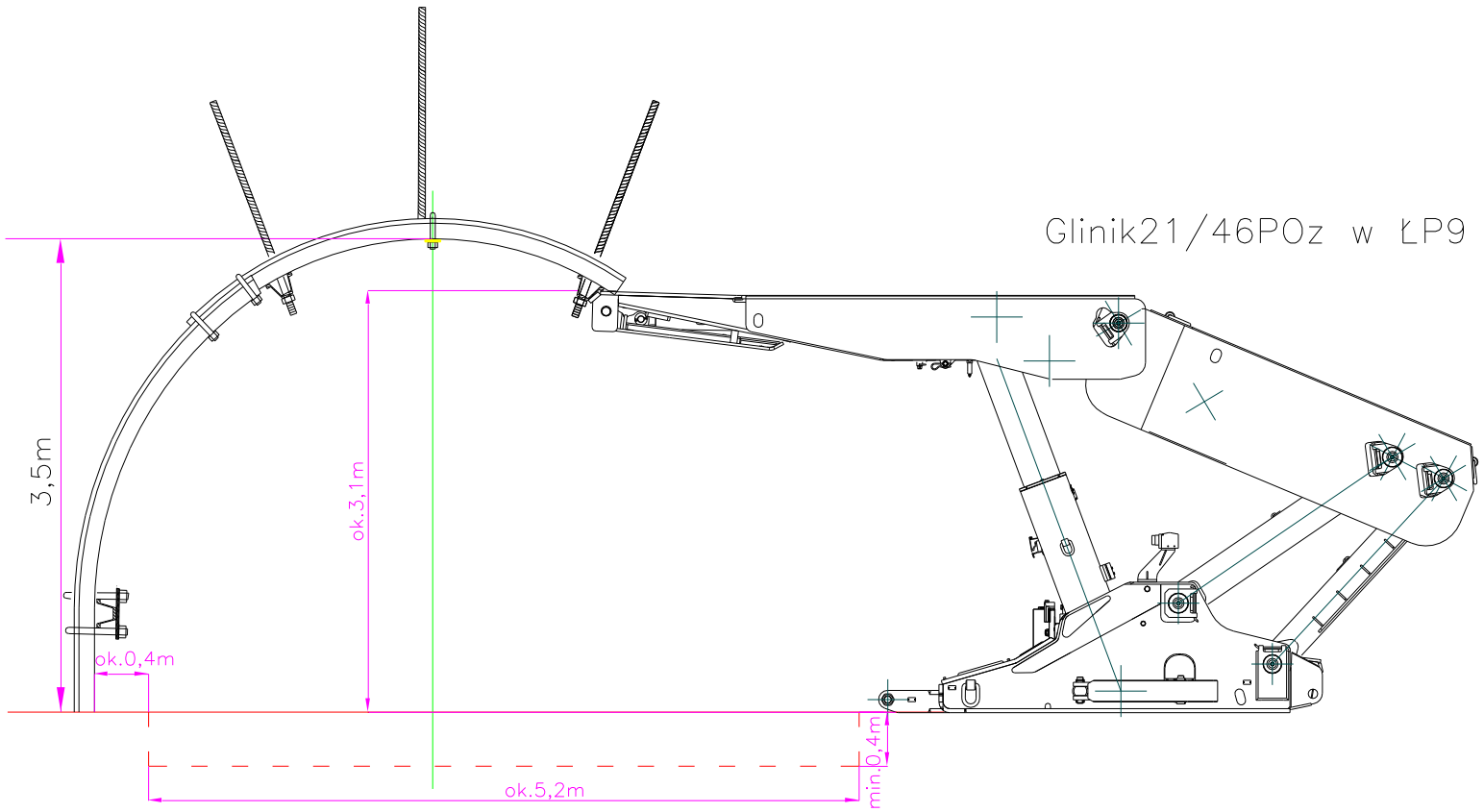
Rozstaw odrzwi co 0,75m

Stan chodnika transportowego ściany nr 338 w pokładzie 209 w fazie drążenia



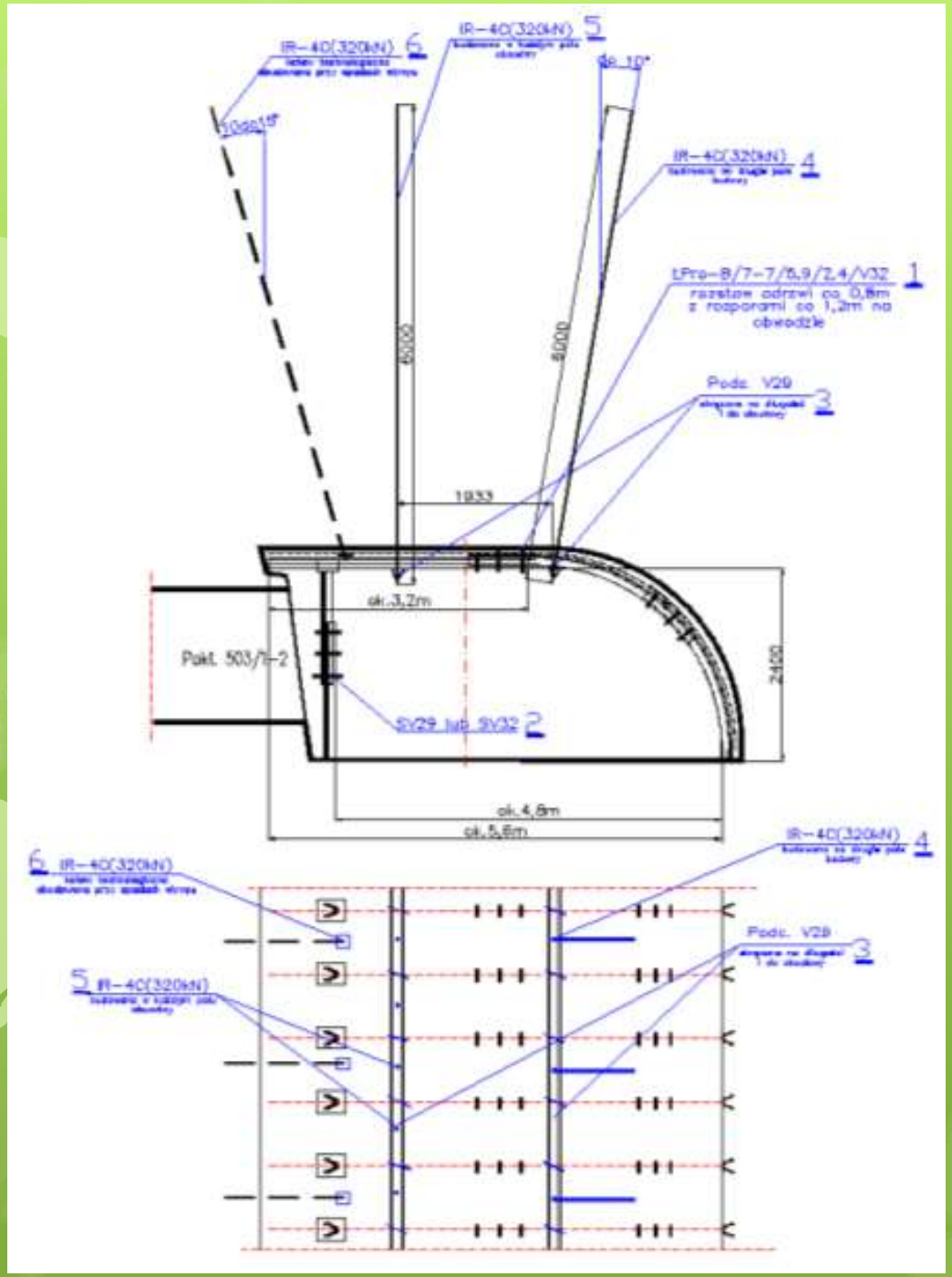
Stan chodnika transportowego ściany nr 338 w pokładzie 209 po wjeździe sekcji ściany z jednostronnym podparciem łuków na sekcji obudowy zmechanizowanej





Sposób wykonania obcinki likwidacyjnej ściany 387 z obcinaniem łuków stropnicowych





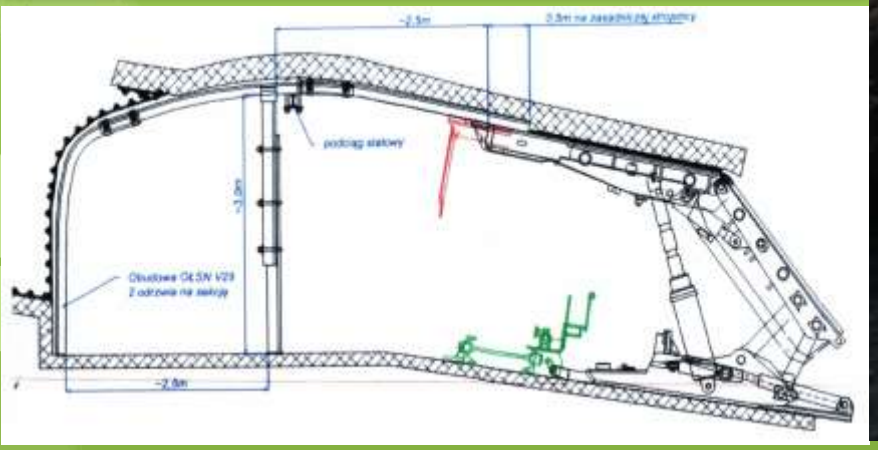
Obudowa kanału likwidacyjnego ściany 22-C3





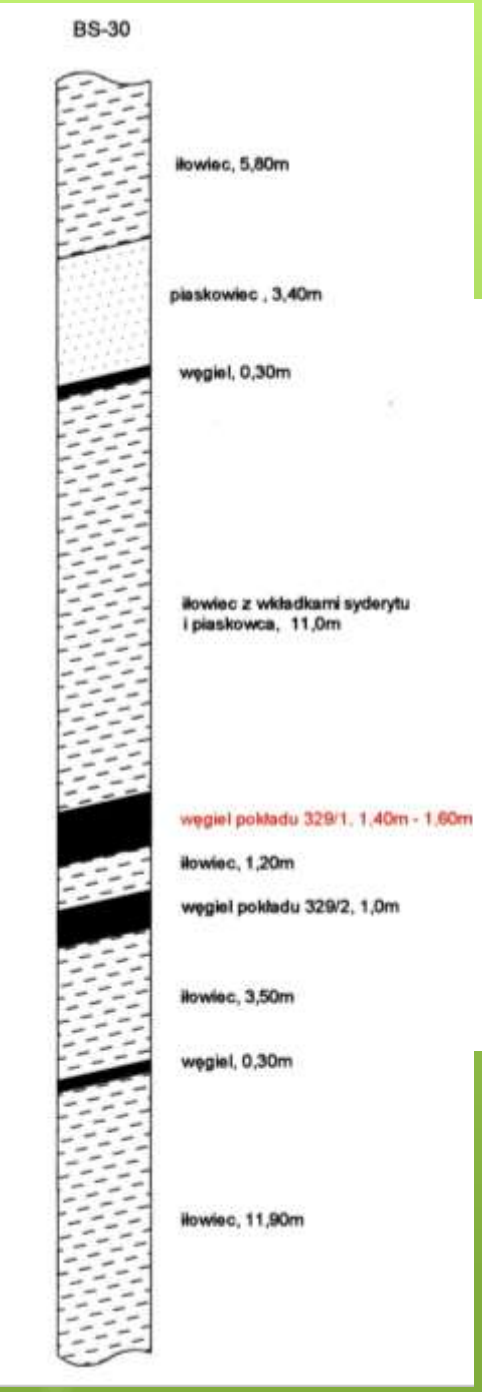
wyrobisko równoległe do zatrzymanej ściany za pomocą niezależnych urządzeń

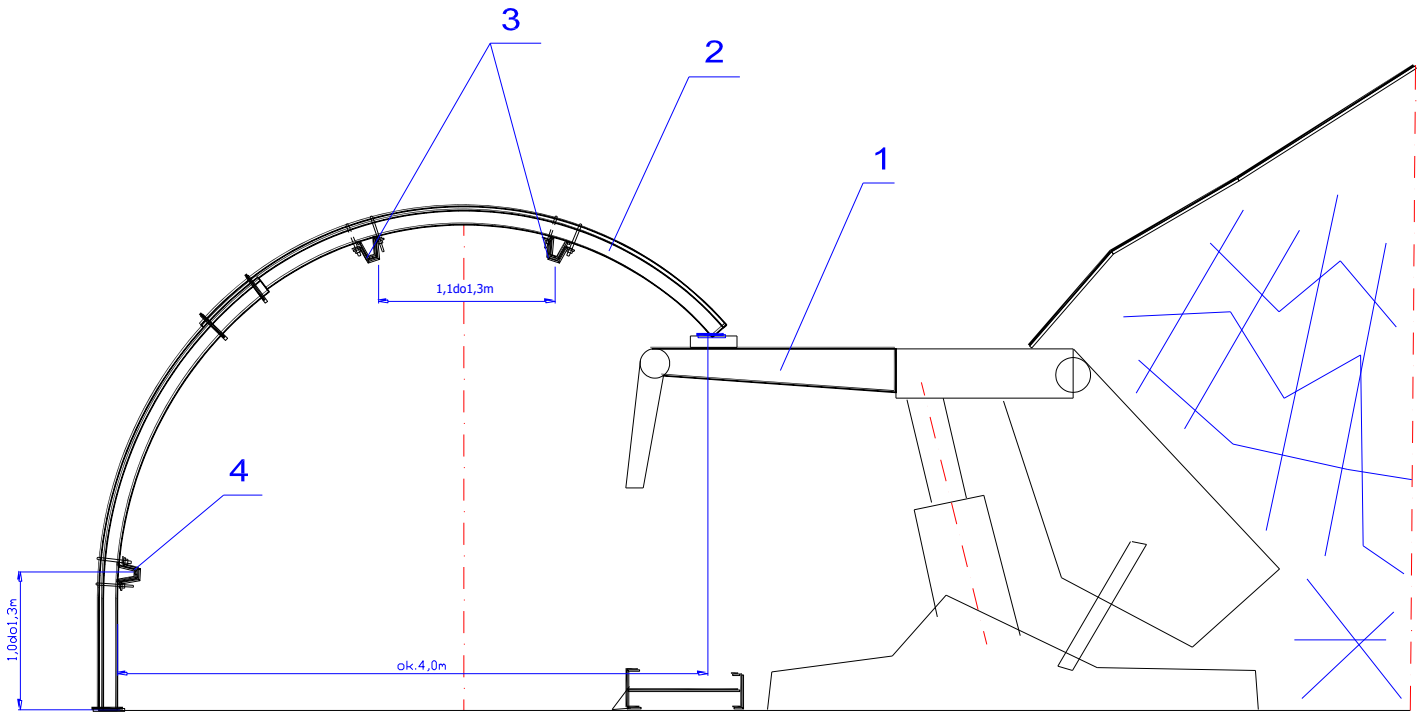
Spłaszczona obudowa łukowo – prosta dla zabezpieczenia kanału likwidacyjnego ścian wydobywczych w kopalni „Zofiówka”





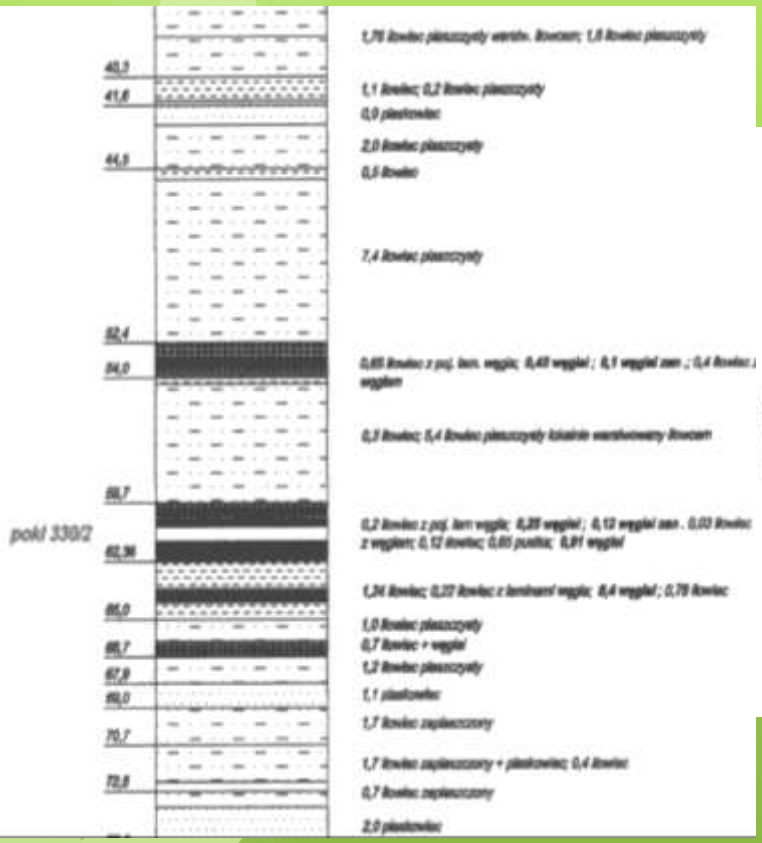
Opinia naukowo – badawcza sprawdzająca stateczność obcinki ścianowej dla likwidacji ściany D-8a w pokładzie 329/1, 329/1-2 w JSW S.A. KWK ”Krupiński”, wykonanej jako niekompletne odrzwia obudowy łukowej ŁP

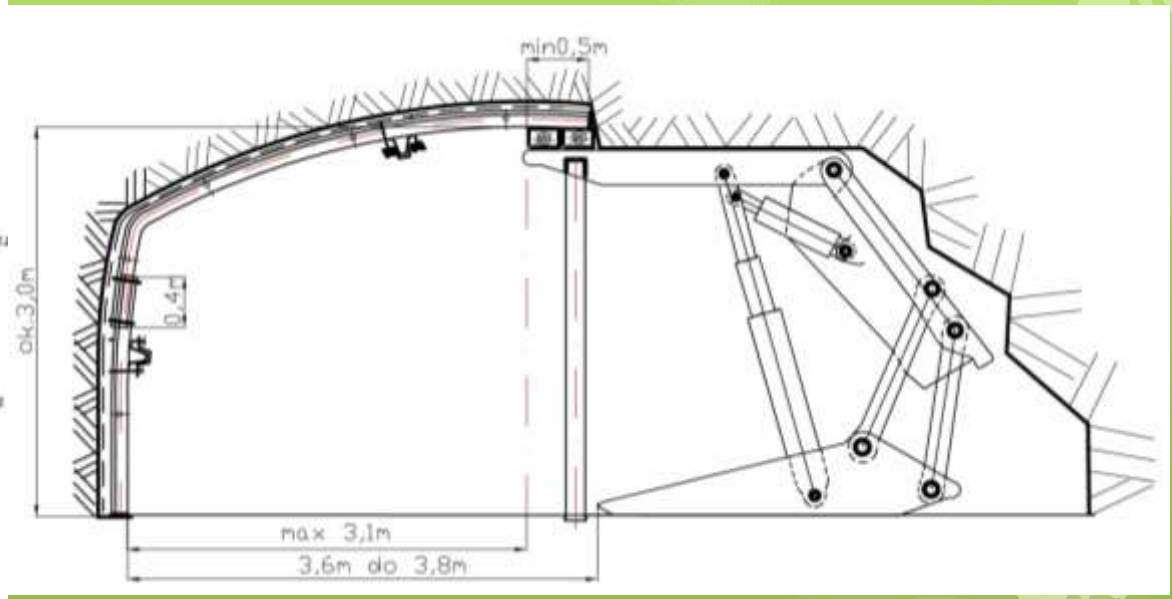




Ogólny schemat niekompletnych odrzwi obudowy ŁP8/V29/A (lub lokalnie ŁP9/V29/A)
1 – stropnica zasadnicza sekcji obudowy zmechanizowanej w ścianie D-8a,
2 – Odrzwia niekompletne (częściowe) obudowy ŁP8/V29/3 lub lokalnie ŁP9/V29/A – dopuszcza się przedłużanie stropnicy odcinkiem łuku przy długości zakładki min 0,5m z dwoma strzemionami dla uzyskania kontaktu odrzwi z stropnica zasadnicza sekcji obudowy zmechanizowanej, 3 – podciągi na długości obcinki ściany w liczbie dwóch na łuku stropnicowym z kształtownika V29 lub szyny S24 4- podciąg ociosowy z V29 lub z szyny S24

Opracowanie sprawdzające zasadność zastosowania odrzwi obudowy łukowo-prostej podatnej typu ŁPrP4/30 do zabudowy obcinki likwidacyjnej ściany N-2 w pokł. 330/2 dla KWK „KRUPIŃSKI"

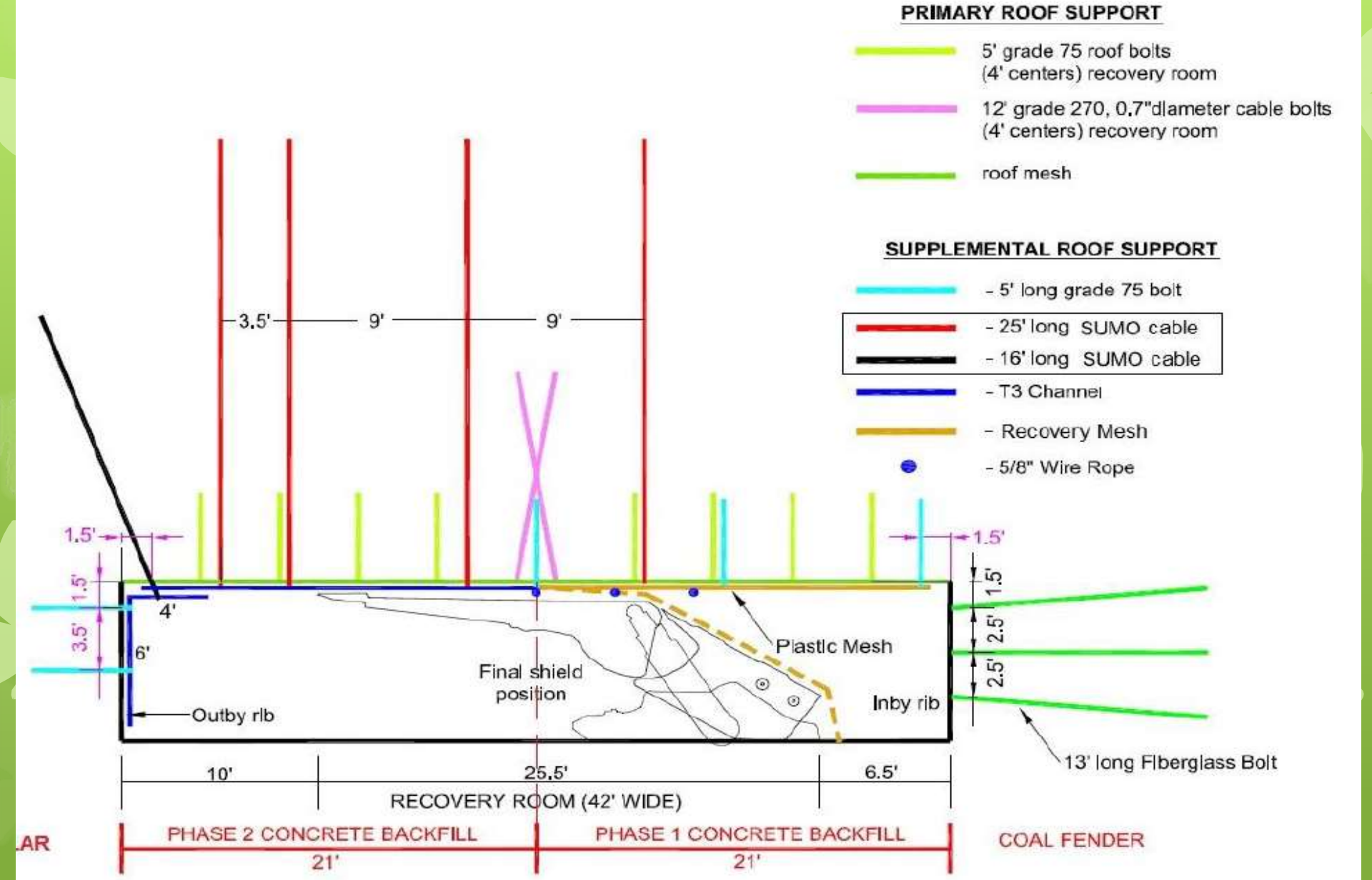


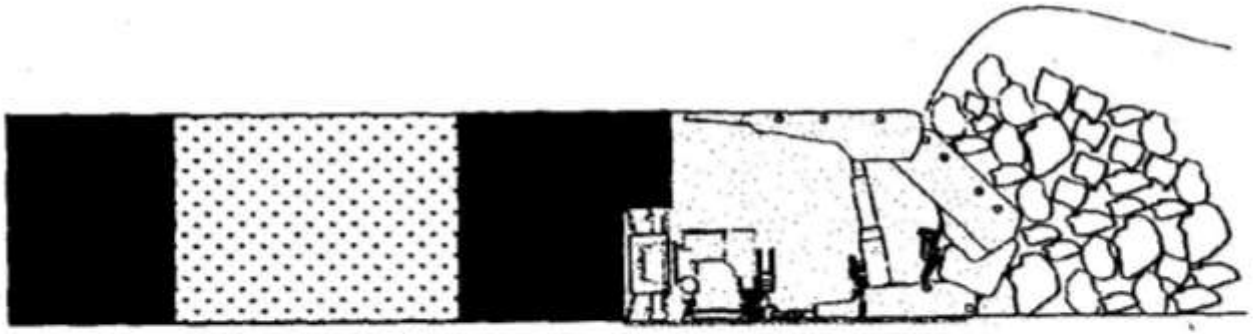


Rys.5.1. Obudowa obcinki likwidacyjnej ściany N-2.
1 - łuk stropnicowy odrzwi obudowy ŁPrP/4/30 – V29, 2 - łuk stropnicowy odrzwi obudowy ŁPrP/4/30 – V29, 3 – strzemiona SD29 lub SDO29 moment dokręcenia 350 Nm, 4 – podciąg stalowy V29 – 3,6m łączony na długości na zakładkę od 0,45 do 0,6m i skręcany do odrzwi śrubami hakowymi ze strzemionami ukośnymi, 5 – rozpory wieloelementowe stabilizowane w rozstawie maksimum, co 1,2m, 6 – siatka zgrzewana łańcuchowo - węzłowa lub zaczepowa, 7 – stopa podporowa, 8 – stropnica zasadnicza sekcji obudowy zmechanizowanej, 9 – podkłady drewniane pod stropnice, 10 – stojak drewniany o średnicy minimum 15cm pod sekcją obudowy zmechanizowanej

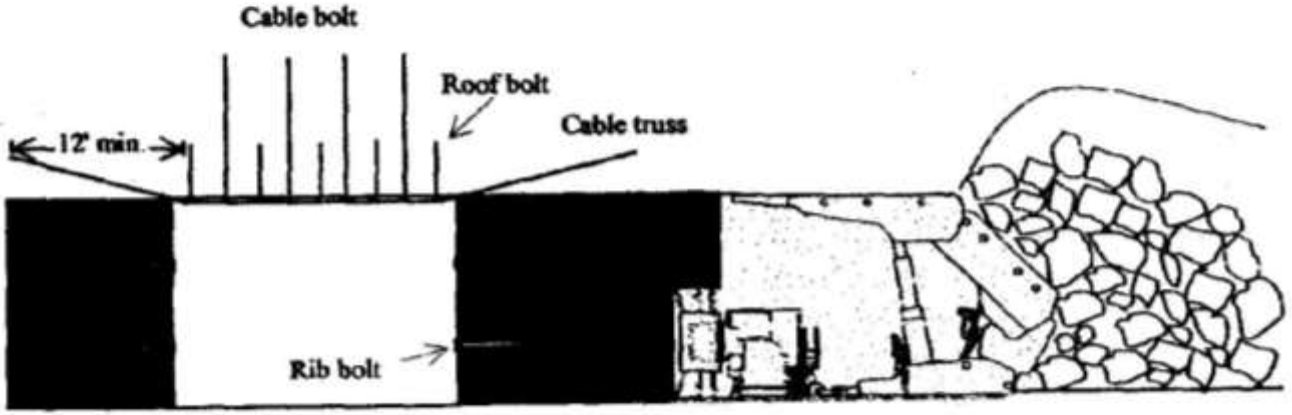




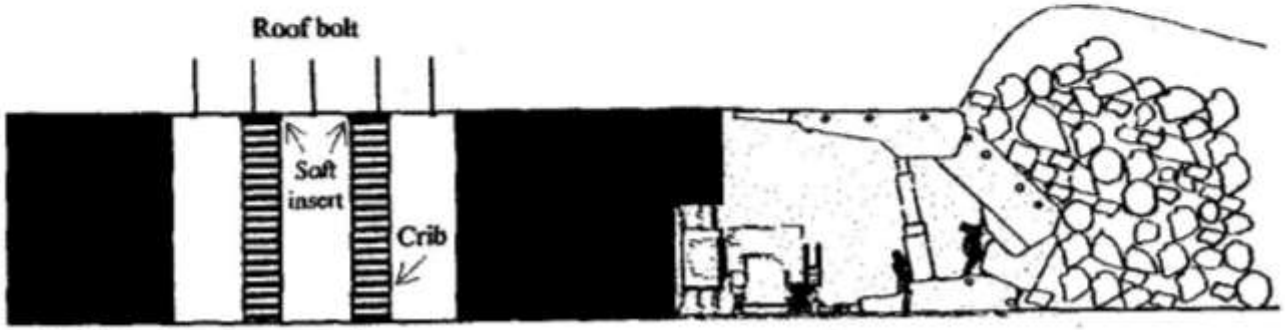

PRIMARY ROOF SUPPORT
5' grade 75 roof bolts
(4' centers) recovery room
12' grade 270, 0.7"diameter cable bolts
(4' centers) recovery room
roof mesh
SUPPLEMENTAL ROOF SUPPORT
- 5' long grade 75 bolt
- 25' long SUMO cable
- 16' long SUMO cable
- T3 Channel
- Recovery Mesh
- 5/8" Wire Rope
3.5'
9'
9'
1.5'
1.5'
1.5'
1.5'
3.5'
4'
6'
Plastic Mesh
Final shield
position
Outby rib
Inby rib
2.5'
2.5'
13' long Fiberglass Bolt
10'
25.5'
6.5'
RECOVERY ROOM (42' WIDE)
PHASE 2 CONCRETE BACKFILL
21'
PHASE 1 CONCRETE BACKFILL
21'
COAL FENDER



A. Completely backfill



B. Roof/rib bolting



C. Standing support















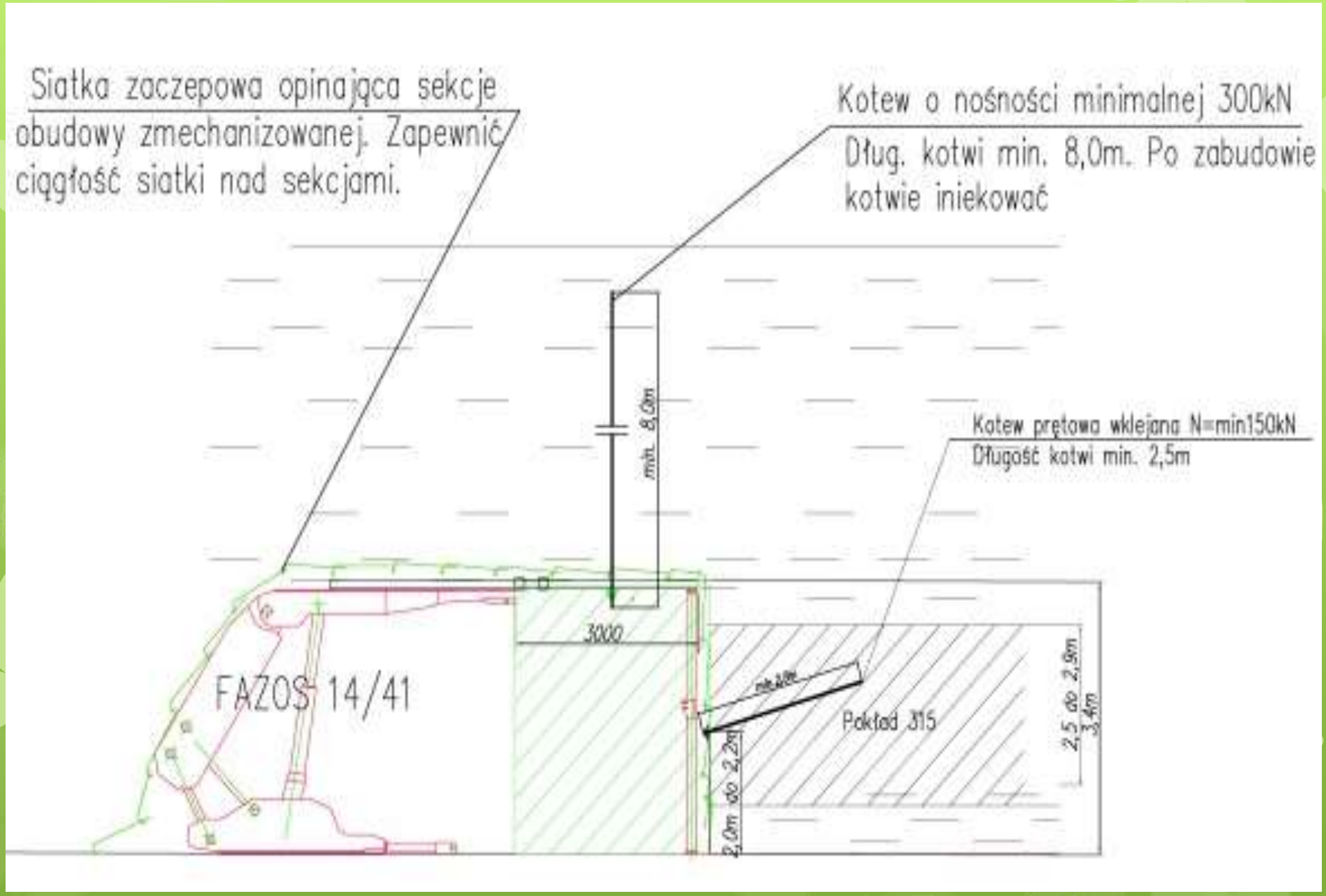











Siatka zaczepowa opinająca sekcje obudowy zmechanizowanej. Zapewnić ciągłość siatki nad sekcjami.
Kotew o nośności minimalnej 300kN
Dług. kotwi min. 8,0m. Po zabudowie kotwie iniekować
min. 8,0m
Kotew prętowa wklejana N=min150kN
Długość kotwi min. 2,5m
3000
FAZOS 14/41
min.4,0m
Pokład 315
2,5 do 2,9m
3,4m
2,0m do 2,2m













KIERUNKI POPRAWY EFEKTYWNOŚCI WYKONANIA PRZECINEK LIKIWDACYJNYCH

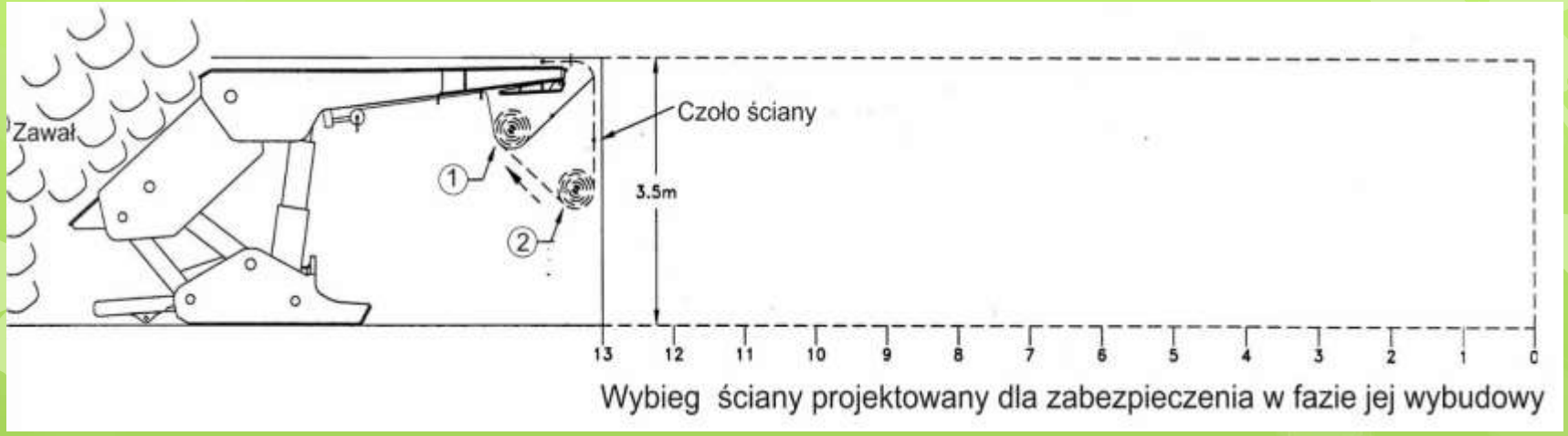
Efektywność wykonywania przecinek likwidacyjnych ścian wydobywczych w warunkach dużej głębokości i wysokich kosztów przestoju wyposażenia ściany powinna być prowadzona przez:

- **oszczędności na robociźnie przez zastosowanie opinania sekcji obudowy zmechanizowanej ciągłymi siatkami kompozytowymi wraz z zastosowaniem wysokowydajnego kotwienia,**
- **oszczędności w transporcie na zmniejszeniu masy obudowy w zakresie zastosowanych prostek, stropnic drewnianych, stojaków podporowych, podciągów kotwi strunowych,**
- **zwiększenie bezpieczeństwa przez dokładne opięcie stropu i ociosu zarówno w fazie poszerzania pola wyjazdowego jak i w fazie wybudowy ściany.**

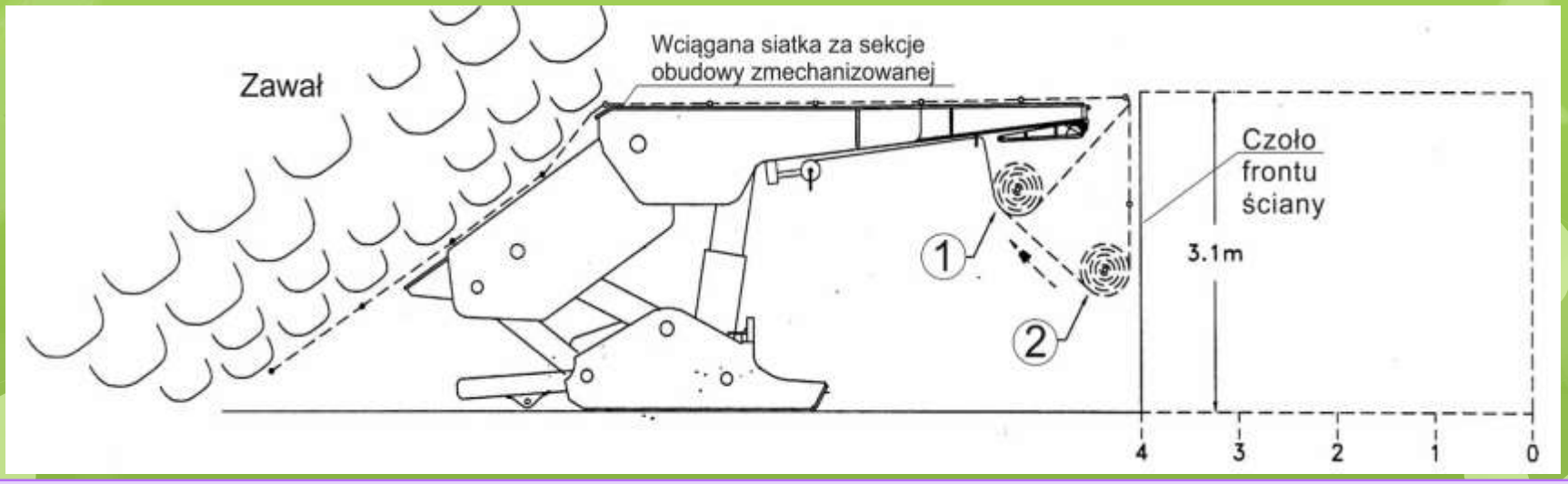
W warunkach górnictwa polskiego istnieje konieczność znacznego udoskonalania technologii wybudowy ścian dla zwiększenia bezpieczeństwa z zmniejszenia pracochłonności.

W warunkach górnictwa polskiego istnieje konieczność poprawy bezpieczeństwa oraz zwiększenia efektywności w procesie wybudowy ścian, co należy realizować poprzez udoskonalanie technologii ze szczególnym uwzględnieniem zmniejszenia pracochłonności.
Przykładem rozwiązania siatki ciągłej z tworzywa kompozytowego jak siatka GRID CARBO (40÷1200) wykonana z wysoko wytrzymałych włókien poliestrowych charakteryzujących się wysokim modułem sztywności oraz niskim współczynnikiem pełzania. Włókna, te oprócz dużej wytrzymałości posiadają właściwości antystatyczne, niepalne i są odporne na korozję, której parametry podano w poniższej tablicy.

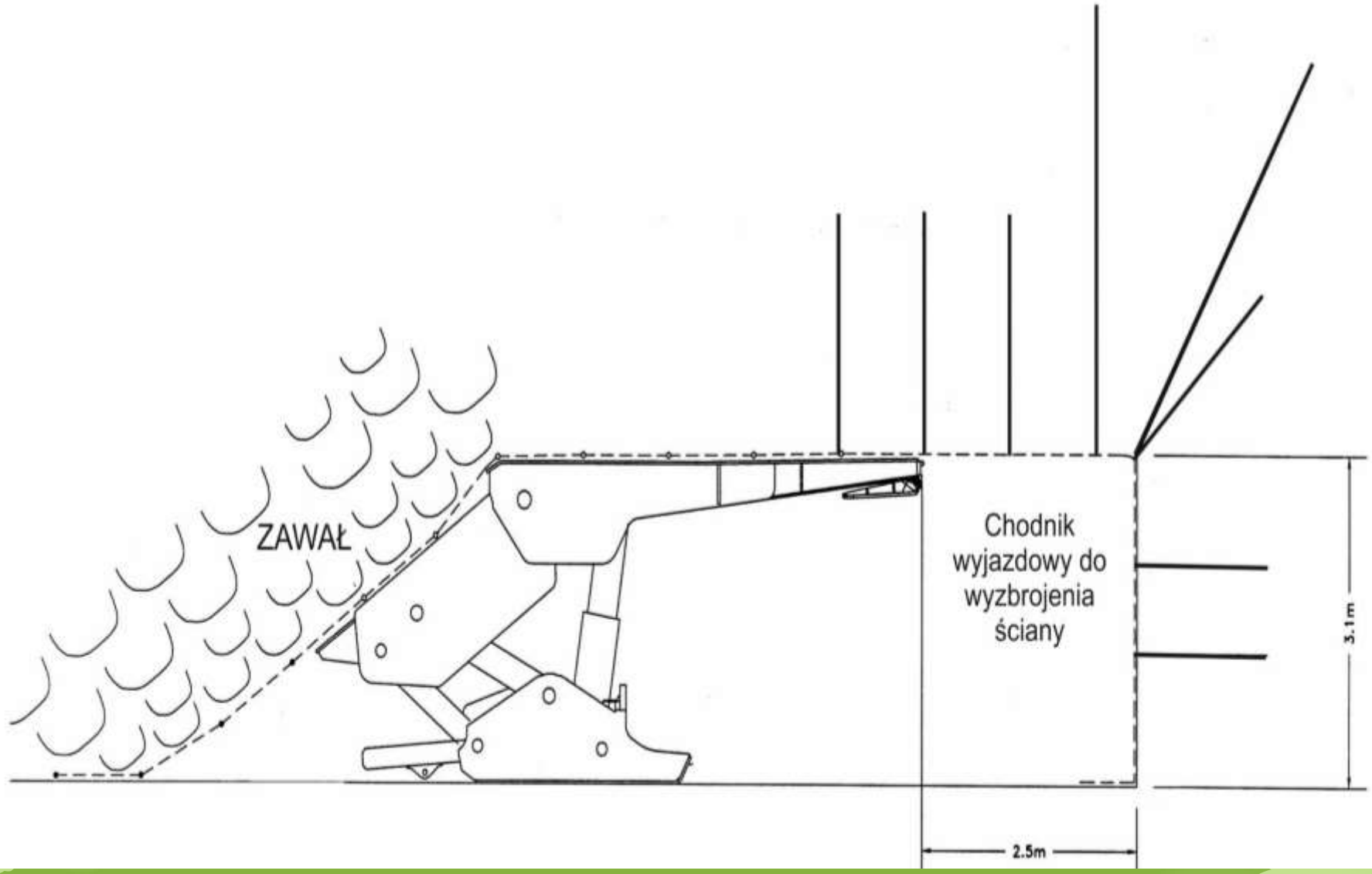
		Typ siatki (okładziny) GRID CARBO									
Specyfikacja		40	50	60	100	200	400	600	800	1000	1200
Wydłużenie %		≤13	≤13	≤13	≤13	≤13	≤13	≤13	≤13	≤13	≤13
Wytrzymałość na rozciąganie [kN/m]	wzdłużna	40	50	60	100	200	400	600	800	1000	1200
	poprzeczna	40	50	60	100	200	400	600	800	1000	1200
Rozmiar oczka (mm)		100×100	50×50	60×60	50×50	30×30	53×40	46×33	40×30	40×25	40×25
Wydłużenie przy zerwaniu [%]		13±3									
Barwa		Biała, jednolita									
Trudnopalność / Antystatyczność		Odpowiada standardom MT 141-2005, NCB 245:1985 i międzynarodowemu świadectwu FRAS									
Rezystancja powierzchniowa [Ω]		≤ $1x10^9$									
Klasa palności		V-0									
Średni czas palenia [s]		≤3									
Średni czas żarzenia [s]		≤10									
Wskaźnik tlenowy [%]		≥21									
Szerokość [m]		Szerokość 1÷50m lub innej									
Długość [m]		Standardowa długość do 50m; możliwość wykonania do 400m lub innej									
Antykorozja		Nie zachodzi zjawisko korozji (rdzewienia) oraz starzenia									
Odporność chemiczna		Odporna kwasy, zasady i inne związki chemiczne									
Oddziaływanie na środowisko		Przyjazna dla środowiska naturalnego i bezpieczna dla osób mających z nią kontakt									



Faza wprowadzania siatki GRID CARBO za obudowę zmechanizowaną



Faza wprowadzania siatki za sekcje obudowy zmechanizowanej po podciągnięciu siatki do pozycji 1, urobieniu calizny węglowej przodku i odchyleniu siatki do pozycji 2 zabezpieczającej ocios węglowy



Faza wykonania kanału wyjazdowego ze ściany w obudowie kotwowej opiętego siatką GRID CARBO

Wnioski końcowe

STARE

1. Przy właściwym rozwiązaniu techniczno – technologicznym wszystkich faz wykonania i wykorzystania obcinki likwidacyjnej ściany wydobywczej istniejące rozwiązania pozwalają zapewnić stateczność wyrobiska.

2. Istniejące tradycyjne rozwiązania charakteryzują się podstawowymi wadami:
   - duża pracochłonność wykonania,
   - wysokie koszty,
   - wysokie zagrożenie wystąpienia obwału lub utraty stateczności obudowy.

3. W istniejących rozwiązaniach obudowa nie stanowi ciągłej konstrukcji zabezpieczającej zarówno strop jak i ocios przed przemieszczeniem skał do wyrobiska.

NOWE

1. Likwidacja przecinek ścianowych może być realizowana w różnorodny sposób poprzez wykonanie kanału przed frontem ściany, wyrobiska równoległego do zatrzymanej ściany odrębnym urządzeniem, poszerzenia pola ścianowego i zabudowę niezależnej obudowy.

2. Współczesne metody wybudowy ścian zmechanizowanych związane są z poprawą efektywności wykorzystania wyposażenia ściany oraz bezpośredniej wybudowy urządzeń ze ściany.

3. Skrócenie czasu wykonania obudowy przecinki likwidowanej przez poszerzenie pola ścianowego jest możliwe do zrealizowania przez stosowanie obudowy kotwowej z ciągłą siatką kompozytową zabezpieczającą strop i ocios pola ścianowego.

Solutions of supports for liquidation crosscuts of longwalls in deep hard coal mines

ABSTRACT: The solutions of supports for liquidation crosscuts in deep hard coal mines are a significant element of the structure necessary in the technological process of coal excavation. A proper selection of the supports and the applied technology are significant in ensuring the safety at the required short performance time. The article provides the characteristics of the existing and applied solutions of supports for liquidation crosscuts while providing a division thereof and specifying their advantages and disadvantages. Based on experience, own solutions and applied calculation models are presented, especially for straight supports with a prop at the coal side wall. The solution of supports for liquidation crosscuts of the longwall equipment must be considered in terms of several phases such as: driving, operation and liquidation. Considering the variable geological and mining conditions, the equipment of longwalls, the measures of transport and the technology of equipment removal, the solutions of supports for liquidation crosscuts are significant in view of the effective use of mining machines in the mine's production processes.

KEY WORDS: mining roof support, liquidation crosscuts of longwalls, support

Dziękuję

Optymalizacja kosztów produkcji węgla handlowego w zakładach przeróbczych PGG S.A.

Wojciech Cebo, Piotr Rak
Polska Grupa Górnicza S.A. , Katowice

STRESZCZENIE: Omówiona została strategia optymalizacja kosztów dla ZPMW kopalń Polskiej Grupy Górniczej spółka akcyjna pod kątem produkcji węgla handlowego na bazie posiadanych zasobów. Wdrożenie strategii zostało przedstawione na przykładzie podjętych działań w kilku zakładach przeróbczych, między innymi na przykładzie będącego w toku modernizacji zakładu przeróbczego węgla KWK ROW Ruch Chwałowice. Zakład przeróbczy Ruchu Chwałowice w wyniku modernizacji stanie się wiodącym producentem paliwa ekologicznego pod handlową nazwą Pieklorz. Od połowy ubiegłego roku Polska Grupa Górnicza S.A. współpracuje z Głównym Instytutem Górnictwa w zakresie opracowania przemysłowej technologii suchego wzbogacania węgla. W roku ubiegłym przeprowadzono badania suchego wzbogacania wybranych węgli PGG S.A. w skali technicznej. Na podstawie osiągniętych wyników postanowiono przeprowadzić pierwszy etap prób na skalę przemysłową na węglu surowym z wybranych kilku kopalń. W drugim etapie prób na skalę przemysłową planuje się wbudowanie instalacji w ciąg technologiczny zakładu przeróbczego kopalni, dla której zostaną uzyskane najbardziej satysfakcjonujące wyniki w etapie pierwszym prób przemysłowych. W technologii suchego wzbogacania węgla upatruje się możliwość znacznego, efektywnego obniżenia kosztów produkcji węgla handlowego przy jednoczesnym podniesieniu ekologiczności jego wytwarzania. Koncepcja badanej technologii suchego wzbogacania ma swój początek w projekcie Komisji Europejskiej I^{2}MINE - Innovative Technologies and Concepts for the Intelligent Deep Mine of the Future – Inteligentna Kopalnia i jest efektem wypracowanej przez zespół WP-2 (GIG-KW S.A.) koncepcji bezodpadowej produkcji węgla. Istotnym źródłem kosztów przetwarzania węgla jest eksploatacja maszyn i urządzeń w zakładach przeróbczych. Na przykładzie jednego z postępowań serwisowych przedstawiono kierunki działań mających na celu zapewnienie pełnych możliwości ruchowych wyposażenia zakładu przeróbczego przy jednoczesnym optymalnym obniżeniu kosztów serwisowania. Bardzo ważnym elementem obniżania i optymalizacji kosztów jest dostosowanie oferty węgla handlowego do potrzeb odbiorców w kontekście współpracy PGG S.A. z producentami kotłów. Kierunek zmian przepisów prawa dotyczących paliw węglowych będzie w najbliższym czasie miał znaczący wpływ na koszty przeróbki węgla.

SŁOWA KLUCZOWE: optymalizacja kosztów, technologia suchego wzbogacania, paliwo ekologiczne, kryteria, analiza, koszt, ekogroszek, węgiel handlowy, inteligentna kopalnia

1. AKTUALNY STAN PRZERÓBKI WĘGLA KAMIENNEGO W POLSKIEJ GRUPIE GÓRNICZEJ S.A.

W strukturze Polskiej Grupy Górniczej S.A. funkcjonuje obecnie 9 kopalń węgla kamiennego tj.: KWK ROW, KWK Ruda, KWK Piast-Ziemowit, KWK Bolesław Śmiały, KWK Sośnica, KWK Murcki-Staszic, KWK Mysłowice-Wesoła, KWK Wieczorek, KWK Wujek.

W kopalniach działa 15 zakładów mechanicznej przeróbki węgla (ZMPW). Wszystkie zakłady przeróbcze posiadają sekcje wzbogacania ziaren grubych i średnich, 10 zakładów posiada sekcje wzbogacania miałów, a w 3 zakładach znajdują się sekcje flotacji. Obecnie wszystkie zakłady przeróbcze produkują węgiel energetyczny, a cztery zakłady przeróbcze mają w swojej ofercie produkcyjnej również węgiel koksujący.

W związku z prowadzoną w dalszym ciągu restrukturyzacją Polskiej Grupy Górniczej, przewidywane jest w b.r. zakończenie użytkowania kolejnego zakładu przeróbczego. Zadania produkcyjne likwidowanych do tej pory zakładów przeróbczych zostały przejęte przez zakłady przeróbcze sąsiednich kopalń. W wyniku podjętych działań restrukturyzacyjnych, nastąpiła koncentracja wydobycia w wyznaczonych kopalniach, spowodowana przekierowaniem urobku z rejonów wydobywczych likwidowanych kopalń, a tym samym zwiększono efektywność produkcji zakładów przeróbczych.

W zakładach przeróbczych realizowane jest systematyczne wprowadzanie zmian technologicznych adekwatnie do zapotrzebowania rynku na węgiel handlowy oraz zmian norm prawnych. Celem przewidywanych do wprowadzenia zmian w stosowanych technologiach przeróbczych jest optymalizacja oferty produkcyjnej przy jednoczesnym dostosowaniu jej do oczekiwań rynku oraz obniżenie kosztów produkcji w zakresie przeróbki węgla. Głównym filarem obniżenie kosztów produkcji węgla handlowego jest zwiększenie efektywności prowadzenia procesów przeróbczych.

Zastosowanie nowoczesnych rozwiązań technologicznych, technicznych, organizacyjnych oraz wdrażanie własnych opracowań w zakładach przeróbczych Polskiej Grupy Górniczej S.A. w celu obniżania i optymalizacji kosztów wytwarzania sortymentów węglowych wymaga stałego rozwoju i uzupełniania kadry technicznej wszystkich szczebli [1].

2. STRUKTURA ORGANIZACYJNA PGG

- KWK Piast-Ziemowit (Ruch Piast I, Ruch Piast II, Ruch Ziemowit),
- KWK ROW (Ruch Chwałowice, Ruch Jankowice, Ruch Marcel, oraz Ruch Rydułtowy),
- KWK RUDA (Ruch Bielszowice, Ruch Halemba),
- KWK Bolesław Śmiały,
- KWK Murcki – Staszic,
- KWK Mysłowice-Wesoła,
- KWK Sośnica,
- KWK Wieczorek,
- KWK Wujek.

W kopalniach PGG S.A. produkowany jest węgiel przeznaczony do celów energetycznych oraz węgiel koksowy. Część kopalń posiada zasoby węgla w jednym typie co pozwala na produkowanie węgla handlowego w jednym rodzaju, w pozostałych natomiast zasoby są zakwalifikowane do różnych typów węgla. Kopalnie posiadające zasoby węgla w dwóch różnych typach najczęściej oferują dwa rodzaje węgla handlowego. Nie jest to jednak regułą, gdyż na zakwalifikowanie węgla handlowego do określonego rodzaju wpływ mają czynniki charaktery-

styczne i jakościowe. Odnosi się to przede wszystkim do kwalifikowania węgla typu gazowo-koksowego jako koksowego lub energetycznego. W Tabeli nr 1 przedstawiono podział węgla kamiennego produkowanego w PGG S.A. według typów i zastosowania jako węgiel handlowy.

Tabela 1. Węgiel kamienny produkowany w kopalniach PGG S.A.
Table 1. Hard coal produced in the mines of PGG S.A.

Kopalnia	Ruch	Typ węgla [2]	Wyróżnik[2]	Węgiel handlowy[3]
KWK Piast-Ziemowit	Piast	płomienny	31.2	energetyczny
	Ziemowit	płomienny	31.2	energetyczny
KWK ROW	Chwałowice	gazowo–płomienny	32.1	energetyczny
	Jankowice	gazowo–płomienny	32.2	energetyczny
	Marcel	gazowy	33	energetyczny
		gazowo-koksowy	34.1	koksowy
	Rydułtowy	gazowy	33	energetyczny
		gazowo-koksowy	34.2	koksowy
KWK RUDA	Bielszowice	gazowy	33	energetyczny
		gazowo-koksowy	34.2	koksowy
	Halemba	gazowy	33	energetyczny
		gazowo-koksowy	34.2	koksowy
KWK Bolesław Śmiały		gazowo–płomienny	32.2	energetyczny
		gazowy	33	energetyczny
KWK Murcki – Staszic		gazowo–płomienny	32.2	energetyczny
KWK Mysłowice-Wesoła		gazowo–płomienny	32.1	energetyczny
KWK Sośnica		gazowo–płomienny	32.2	energetyczny
		gazowy	33	energetyczny
KWK Wieczorek		gazowo–płomienny	32.2	energetyczny
		gazowy	33	energetyczny
		gazowo-koksowy	34.1	energetyczny
KWK Wujek		gazowo–płomienny	32.2	energetyczny

Tabela 2. Zakresy wzbogacania w zakładach przeróbczych PGG S.A.
Table 2. The scopes of coal washing in the processing plants of PGG S.A.

Kopalnia	Ruch	Wzbogacanie ziaren grubych i średnich	Wzbogacanie miałów	Wzbogacanie mułów
Piast-Ziemowit	Piast + ZWM	X	X	–
	Piast - Wola	X (tylko średnie)	–	–
	Ziemowit	X	–	–
ROW	Chwałowice	X	X	–
	Jankowice	X	X	X
	Marcel	X	X	X
	Rydułtowy	X	X	–
RUDA	Bielszowice	X	X	–
	Halemba	X	X	–
Bolesław Śmiały		X	X	–
Murcki – Staszic		X	X	–
Mysłowice-Wesoła		X	–	–
Sośnica		X	X	X
Wieczorek		X	–	–
Wujek		X	–	–

3. PRODUKCJA WĘGLA HANDLOWEGO W PGG

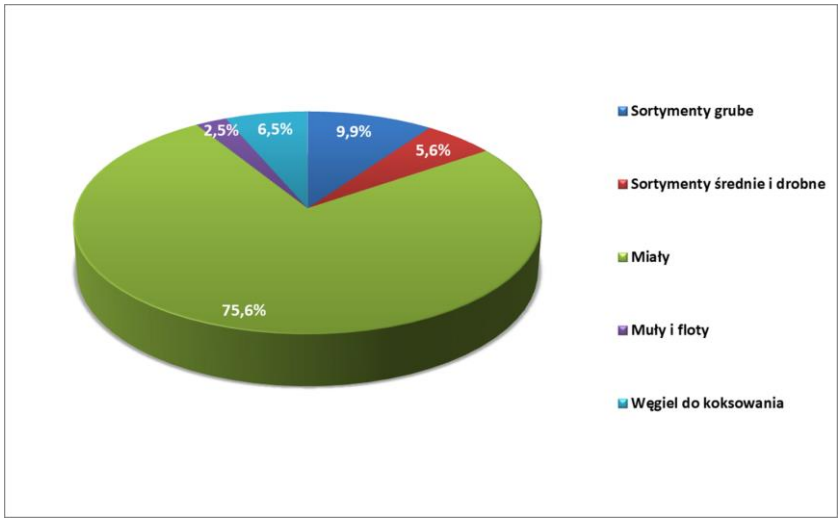
Oferta produkcyjna węgla PGG w 93% stanowi węgiel energetyczny. Tradycyjnie zakłady przeróbcze oferują produkowany węgiel w formie klasycznych sortymentów takich jak: kostka, orzech, groszek i miały. Ponadto, wychodząc naprzeciw zapotrzebowaniu i wymaganiom środowiskowym, PGG w wybranych zakładach przeróbczych produkuje i oferuje do sprzedaży paliwa ekologiczne przewidziane do spalania w nowoczesnych typach kotłów. Są to ekogroszki: Pieklorz i Retopal oraz ekomiały: Greenpal i Rokita.

Tabela 3. Sortymenty podstawowe [4]
Table 3. Basic assortments

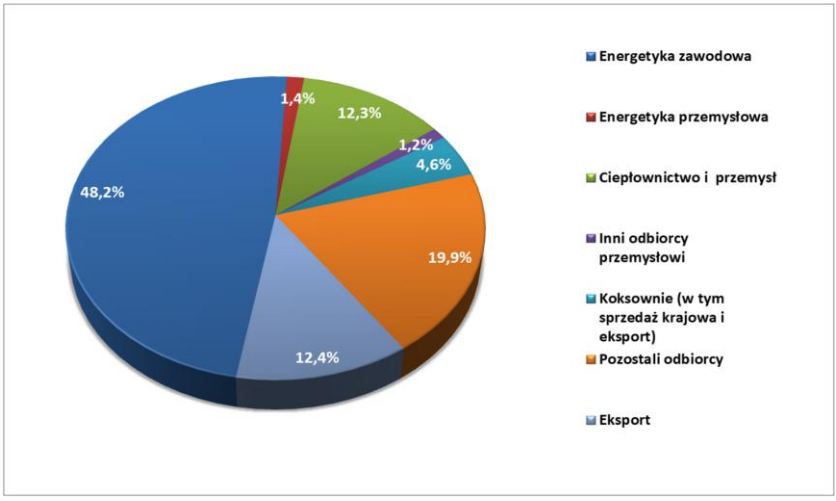
Sortymenty podstawowe	Klasa zbytu Q_i^r [kJ/kg]
Kostka	25 000 – 30 000
Orzech I	28 000 – 30 000
Orzech II	28 000 – 30 000
Orzech	25 000 – 30 000
Groszek II	28 000 – 30 000
Groszek	24 000 – 30 000
Groszek 5-25	23 000 – 30 000
Miał I	19 000 – 30 000
Miał II	18 000 – 30 000
Miał III	~18 000

Tabela 4. Węglowe paliwa ekologiczne PGG S.A.

Lp.	Parametry	Symbol	Jednostka	Pieklorz - Ekogroszek	Retopal - Ekogroszek	Rokita - Ekomiał	Greenpal Ekomiał
1	Typ węgla	-	-	31.2 / 32.1			
2	Wymiar ziarna	-	mm	5-25	5-25	31,5-0	20-0
3	Wartość opałowa	Q^r_i	MJ/ kg	≥26	≥25	≥23	≥23
4	Zawartość popiołu	Ar	%	≤ 9	≤ 10	≤ 10	≤ 12
5	Spiekalność	RI	-	≤ 1	≤ 1	≤ 3	≤ 1



Rys.1. Struktura sprzedaży węgla w 2017 roku – grupy sortymentowe [5]
Fig. 1. The structure of coal sales in 2017 – coal assortment groups



Rys. 2. Struktura sprzedaży węgla w 2017 roku – główni odbiorcy
Fig. 2. The structure of coal sales in 2017 – main customers

4. KIERUNKI DZIAŁAŃ W OBNIŻANIU KOSZTÓW PRODUKCJI ZAKŁADÓW PRZERÓBCZYCH

W celu sprostania oczekiwaniom rynku oraz zmieniającym się wymogom prawnym (ekologicznym), PGG S.A. planuje niezbędne działania modernizacyjne w zakładach przeróbczych. Ich celem jest obniżenie kosztów produkcji oraz poprawa jakości węgla handlowego i odpo-

wiedź na oczekiwania rynku oraz wymogi prawne i użytkowe stawiane paliwom stałym. Całkowicie wyeliminowano sortymenty mułowe z sprzedaży dla odbiorców nie posiadających technicznych możliwości ich efektywnego spalania. Trwają prace nad rozwiązaniami technologicznymi umożliwiającymi obniżenie zawartości ziaren najdrobniejszych w produkowanych sortymentach miałowych przy jednoczesnym obniżeniu wielkości produkcji mułów i obniżeniu kosztów produkcji węgla handlowego. Podstawowym punktem wyjścia do podejmowanych działań obniżających koszty produkcji węgla handlowego oraz działań modernizacyjnych w zakładach przeróbczych PGG S.A. są następujące kryteria:

- poziom cen zbytu węgla handlowego,
- aktualny stan techniczny zakładów przeróbczych oraz stosowane technologie,
- ekologiczny charakter produkowanych sortymentów.

Istotnymi kryteriami analizy kosztu wytwarzania węgla handlowego są również:

- wielkość zasobów i jakość węgla w pokładach eksploatowanych przez kopalnie.
- rozpoznanie długoterminowej tendencji zapotrzebowania odbiorców krajowych i eksportu na węgiel wg typów, sortymentów i parametrów jakościowych,
- uwarunkowania formalno-prawne dotyczące spalania paliw węglowych.

Determinują one cele obniżania i optymalizacji kosztów produkcji zakładów przeróbczych.

Modelowym przykładem modernizacji skoncentrowanej z jednej strony na obniżeniu kosztów produkcji, a z drugiej na maksymalizacji wytwarzania paliw do ekologicznych pieców retortowych V generacji jest wprowadzane innowacyjnych zmian w technologii zakładu przeróbczego KWK ROW Ruch Chwałowice. Zostały one opracowane w oparciu o analizę na podstawie ww. kryteriów. Istotą rozwiązania jest obniżenie kosztu produkcji węgla handlowego oraz maksymalizacja produkcji ekogroszku poprzez zmniejszenie udziału ziaren najdrobniejszych w procesie wzbogacania (ograniczenie do niezbędnego minimum produkcji mułu) oraz zwiększenie efektywności procesu wzbogacania w osadzarce miałowej. Ponadto w wyniku wprowadzonych zmian dokonano uproszczenia profilu produkcji zakładu przeróbczego do dwóch klas ziarnowych węgla tj. Groszku II 5-25 mm oraz miału 0-6 mm.

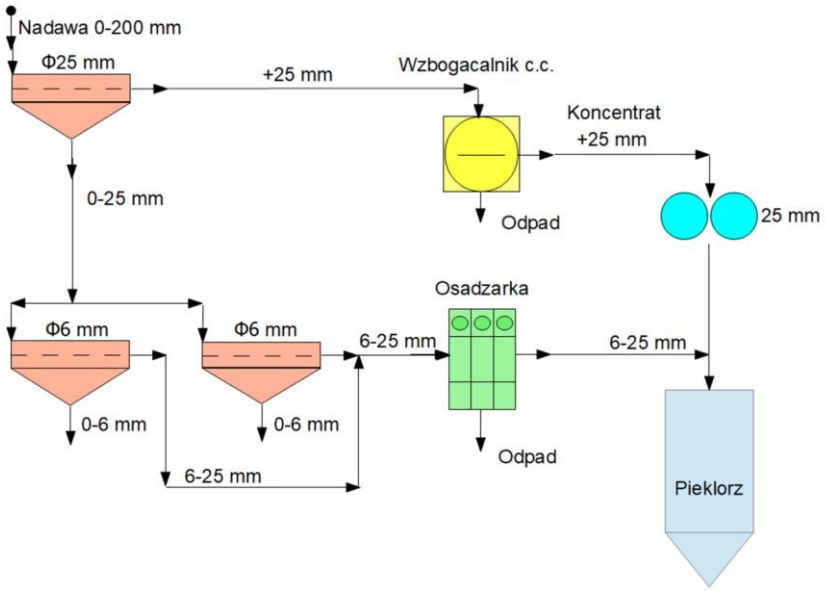
Zakład przeróbczy KWK ROW Ruch Chwałowice produkuje obecnie węgiel handlowy w trzech grupach sortymentowych [5]:

- grube (Orzech 80 ÷ 25 mm),
- średnie (Groszek I 40 ÷ 20 mm, Groszek II 25 ÷ 5 mm),
- miały (pięć sortymentów w klasach od 19 do 26 MJ/kg).

Przyjęta do realizacji koncepcja zakłada maksymalną produkcję ekogroszku „Pieklorz" oraz miału energetycznego M III jako drugiego sortymentu.

Zmiany w układzie technologicznym zakładu zakładają zastosowanie sit o oczku 25 mm w klasyfikacji wstępnej (jeden przesiewacz typu PZ). Nadawa węgla surowego zostanie rozklasyfikowana w ten sposób na dwie klasy ziarnowe, które zostaną skierowane odpowiednio do dalszej przeróbki. Węgiel w klasie ziarnowej + 25 mm zostanie skierowany do wzbogacania w cieczy ciężkiej zawiesinowej, a uzyskany koncentrat do skruszenia w kruszarce walcowej na ziarno ≤ 25 mm. Węgiel surowy w klasie ziarnowej 0-25 mm zostanie skierowana na kolejny stopień klasyfikacji wstępnej (dwa przesiewacze typu Liwell) o oczku sita 6 mm. Węgiel w klasie ziarnowej 6-25 mm (produkt górny klasyfikacji) zostanie poddany wzbogacaniu w osadzarce miałowej OM. Koncentrat w klasie ziarnowej 6-25 mm po odwodnieniu zostanie zmieszany z produktem kruszenia w kruszarce walcowej (ziarno ≤ 25 mm) w efekcie czego uzyskany zostanie produkt finalny – ekogroszek o nazwie handlowej „Pieklorz". Natomiast produkt dolny z drugiego stopnia klasyfikacji wstępnej (węgiel o uziarnieniu 0-6 mm) stanowić będzie drugi produkt finalny – miał energetyczny M III. Kierowanie do wzbogacania ziaren najdrobniejszych przekłada się przede wszystkim na znaczną produkcję mułu o niskich parametrach jakościowych i rela-

tywnie nie za dużym wzrostem produkcji koncentratu. Przy takiej opcji prowadzenia technologii wzbogacania przyrost produkcji mułu przewyższa możliwości jego zagospodarowania. Wyselekcjonowanie na wstępie klasy ziarnowej miału 0-6 mm pozwoli w sposób prosty technologicznie przygotować do sprzedaży sortyment MIII przy jednoczesnym zmniejszeniu produkcji mułu do niezbędnego minimum. Koszt obiegu wodno-mułowego dla zakładu przeróbczego KWK ROW Ruch Chwałowice wyniósł za ubiegły 2017 rok ok. 13,6% całości kosztu ZMPW. W momencie pisania niniejszego referatu powyższy projekt wchodzi w etap fizycznej realizacji. Warunkiem powodzenia powyższych działań jest utrzymanie zawilgocenia wydobywanego węgla surowego na poziomie nie przekraczającym 9%.



Rys. 3. Schemat koncepcji zmiany technologii zakładu przeróbczego KWK ROW Ruch Chwałowice
Fig. 3. Diagram of the change of the processing plant technology concept of the KWK ROW Ruch Chwałowice

W zakładzie przeróbczym KWK ROW Ruch Jankowice w 2017 roku dokonano modernizacji klasyfikacji ziaren najdrobniejszych. Na podstawie przeprowadzonych doświadczeń oraz badań laboratoryjnych stwierdzono, iż skład ziarnowy i parametry jakościowe klasy ziarnowej + 0,2 mm w nadawie na flotację pozwala na rezygnację z kierowania ich do tego procesu(ok. 60% tych ziaren trafia do odpadów). W wyniku przeprowadzonej modernizacji ziarna +0,2 mm zostają wydzielone z obiegu za pomocą baterii hydrocyklonów i po odwodnieniu skierowane jako komponent do mieszanek energetycznych. Wydzielony materiał (ziarna +0,2 mm) zostają w całości wkomponowane w miały (mieszanki) energetyczne. Szacowana ilość wydzielonego i pozyskanego w ten sposób materiału może osiągnąć wielkość około 50 000 ton w skali roku. Wydzielenie i zagospodarowanie klasy ziarnowej +0,2 mm zmniejszy obciążenie obiegu wodno-mułowego zakładu przeróbczego oraz ilość odpadów mułowych z procesu flotacji. W roku 2018 planuje się modernizację technologii klasyfikacji miałów poprzez wydzielenie z miałów surowych ziaren w klasie 0-6 mm i skierowanie ich bezpośrednio do produkcji miałów (mie-

szanek) energetycznych. Rozwiązanie to spowoduje odciążenie węzłów wzbogacania miałów w osadzarkach i flotacji w zakresie ziaren najdrobniejszych oraz odciążenie obiegu wodnomułowego poprzez istotne zmniejszenie produkcji mułów obniżając w ten sposób koszty produkcji.

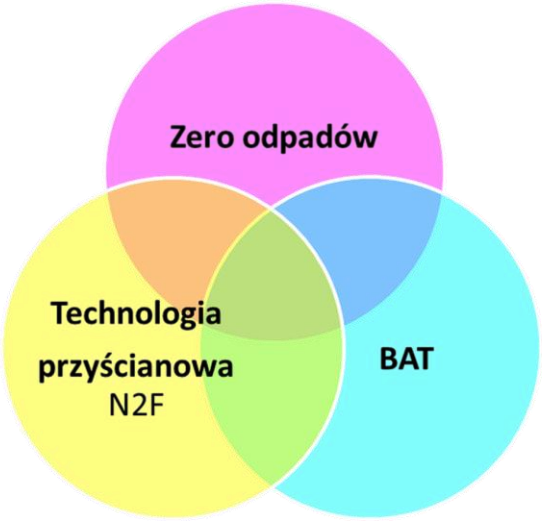
KWK Murcki-Staszic planuje wykonanie modernizacji w obszarze klasyfikacji wstępnej. Istotą przedsięwzięcia jest zastosowanie w miejsce istniejących przesiewaczy nowoczesnych, wysokowydajnych urządzeń, a tym samym zmniejszenie ich ilości.

5. KONCEPCJA I²MINE – INTELIGENTNA KOPALNIA - INTELLIGENT DEEP MINE (IDM)

Z inicjatywy KE (Komisji Europejskiej) w latach 2011 – 2015 prowadzony był projekt pt. ,,Innowacyjne technologie i koncepcje inteligentnej kopalni głębinowej przyszłości" (akronim I2MINE, angielski tytuł projektu: "Innovative Technologies and Concepts for the Intelligent Deep Mine of the Future"). W projekcie wzięły udział dwie firmy górnicze oraz dwie instytucje naukowe z branży górniczej reprezentujące Polskę. W ramach wydzielonej części projektu WP-2 (Work Package) współpracowały ze sobą Kompania Węglowa S.A. oraz Główny Instytut Górniczy reprezentujący w projekcie polskie górnictwo węglowe.

Istotą Inteligentnej Kopalni jest zakład górniczy reagujący na zmieniające się uwarunkowania prawne i ekonomiczne oraz potrzeby społeczeństwa. Dostosowuje ona swoją działalność i produkcję wyrobów do zmieniającej się rzeczywistości wykorzystując do tego otaczające środowisko i komponuje się z nim. Jedną z głównych koncepcji IDM jest prowadzenie bezodpadowych technologii i technik wydobycia i przeróbki węgla w sposób umożliwiający zagospodarowanie surowców i produktów z każdego etapu funkcjonowania kopalni. Otrzymywane produkty końcowe muszą charakteryzować się wartością ekonomiczną oraz musi istnieć grupa zainteresowanych nimi klientów. Drugą główną koncepcją IDM jest tzw. technologia przyścianowa (near-to-face N2F) mająca nie powodować fizycznej, fizjograficznej ani społecznej deformacji przestrzeni życia i środowiska. Oczekiwanym skutkiem stosowania N2F ma być brak widocznych efektów zastosowania technologii górniczych ponad powierzchnią ziemi. Do celów oceny technologii węglowych i przeróbczych w kontekście oczekiwanych efektów ustalono główne kryteria weryfikacji[6]:

- bezodpadowość,
- sprawność procesowa,
- selektywność rozdziału,
- sprawność energetyczna,
- koszty,
- bezpieczeństwo i ochrona środowiska,
- gabaryty urządzeń,
- stałość parametrów urobku,
- łatwość wdrożenia,
- zapotrzebowanie na media,
- uwarunkowania prawne,
- możliwość rozbudowy infrastruktury,
- BAT.



Rys. 4. Koncepcja Inteligentnej Kopalni [7]
Fig. 4.The concept of a intelligent deep mine [7]

Zadaniem postawionym przed zespołem WP-2 było opracowanie koncepcji możliwości wprowadzenia rozwiązań near-to-face-processing (przyścianowa przeróbka) w zakresie:

- nowoczesne metody eksploatacji złóż oraz podziemnej przeróbki urobku (zadanie główne);
- dedykowane metody przeróbki węgla w podziemiach kopalni w rejonie pola ścianowego (podzadanie).

W ramach projektu we współpracy z firmą Tomra Sorting Solutions przeprowadzono badania prototypowego urządzenia przeznaczonego do suchego wzbogacania urobku. Oceniono przydatność koncepcji przeróbki węgla w rejonie pola ścianowego oraz możliwość zastosowania prototypowego wzbogacalnika w podziemiach kopalń węgla kamiennego.

Oceniono, że zastosowanie koncepcji IDM mogłoby skutkować redukcją kosztów o ok. 23% w stosunku do kopalni konwencjonalnej. Szacunek został wykonany w oparciu o rozwiązania techniczne i sytuację ekonomiczną branży na przełomie lat 2014/2015. Zespół WP-2 pracował pod kierunkiem dr inż. Sebastiana Iwaszenko (GIG).

Na bazie zdobytych doświadczeń narodziła się koncepcja wdrożenia przemysłowego suchego wzbogacania. Zespół pod kierunkiem dr inż. Sebastiana Iwaszenko (GIG) opracował i w kooperacji z partnerem ELMECH-KAZETEN zbudował urządzenie wielkolabolatoryjne do suchego wzbogacania węgla. W połowie ubiegłego roku Polska Grupa Górnicza S.A. (PGG S.A.) rozpoczęła współpracę z GIG w zakresie możliwości przemysłowego wdrożenia nowej technologii. Przyjęto założenie, że w pierwszym kroku skuteczność technologii zostanie sprawdzona w warunkach zakładu przeróbczego. Wykonano szereg prób na dostarczonym węglu z wybranych kopalń PGG S.A. Wyniki przeprowadzonych prób wskazywały na duże możliwości badanej technologii. Uzyskano na tym etapie produkty, których jakość była zgodna z wstępnymi oczekiwaniami. Jakość uzyskanych produktów wzbogacania testowego była porównywalna z analogicznymi parametrami produktów klasycznej, dwuproduktowej, mokrej technologii wzbogacania węgla. W odróżnieniu od wzbogacania w ośrodku wodnym technologia ta nie wytwarza dodatkowych produktów takich jak muł, a więc niema konieczności stosowania do-

datkowych systemów urządzeń z tym związanych. Stąd na tym etapie można wnioskować, że technologia suchego wzbogacania przy założeniu alternatywnej skuteczności może być tańsza w stosowaniu o koszty prowadzenia obiegu wodnomułowego. Bardzo ważną cechą urządzenia jest możliwość płynnej regulacji parametrów jakościowych uzyskiwanych produktów. Dlatego też postanowiono, aby kontynuować wspólne badania w kolejnym etapie na urządzeniu w skali przemysłowej. PGG S.A. udostępniło do kolejnego etapu odpowiednio duże ilości węgla z wskazanych przez siebie kopalń. Badania przemysłowe rozpoczęto w styczniu 2018 roku.



Rys. 4. Koncepcja Inteligentnej Kopalni [7]
Fig. 4.The concept of a intelligent deep mine [7]

Koszty prowadzenia obiegów wodnomułowych w ogólnych kosztach przeróbki węgla stanowią w większości kopalń znaczącą część. Ze względu na cechy charakterystyczne poszczególnych zakładów przeróbczych jak rodzaj przetwarzanego węgla, cechy fizyczne zanieczyszczeń, technologię wzbogacania oraz ofertę produkcyjną koszt prowadzenia obiegów wodnomułowych może być zróżnicowany. Dlatego możliwości i kierunki ograniczania produkcji mułu w poszczególnych zakładach muszą być analizowane oddzielnie. Koszty obiegu wodnomułowego wahają się od poziomu 1-2% dla zakładów nie prowadzących wzbogacania miałów do ok. 20% przy pełnym wzbogacaniu węgla (wraz z flotacją). Jednakże koszt obiegu wodnomułowego może osiągać ok. 6% również dla zakładu przeróbczego nie wzbogacającego miały, ale też ok. 5,5% dla zakładu przeróbczego z pełnym wzbogacaniem węgla. Zastosowanie rozwiązań technologicznych ograniczających produkcję mułów będzie prowadzić do znaczących ograniczeń kosztów funkcjonowania zakładów przeróbczych jednakże muszą być one dobrane indywidualnie do każdego ZMPW.

6. KOSZTY EKSPLOATACJI MASZYN PRZERÓBCZYCH

Podstawowym, głównym kosztem funkcjonowania zakładu przeróbczego jest eksploatacja maszyn i urządzeń przeróbczych. W głównym zarysie są to koszty:

- materiałów (np. oleje, smary, części zamienne),
- energii i mediów (np. energii elektrycznej, cieplnej, sprężonego powietrza),
- usług obcych (naprawy, remonty, konserwacje, serwisy),
- amortyzacji,
- wynagrodzeń (pracownicy obsługujący maszyny),
- opłat cywilno-prawnych (np. podatek gruntowy od nieruchomości).

Jednym z najczęstszych tematów postępowań przetargowych w ramach zakładów przeróbczych są umowy serwisowe. Postanowiono poddać analizie jeden z wniosków o uruchomienie postepowania przetargowego na zawarcie umowy serwisowej dotyczącej serwisu wirówek sedymentacyjnych. Wirówki sedymentacyjne to bardzo drogie urządzenia, wymagające dużej dbałości o stan techniczny. Zakres usługi serwisowej miał zawierać typowe czynności obsługowo-konserwacyjne oraz zapewnienie wymiany niektórych elementów podlegających szybkiemu zużyciu.

Zakres usługi poddano analizie wg następujących kryteriów:

- kompetencje służb technicznych w zakresie samodzielnego wykonania czynności serwisowych,
- wymagania producenta w zakresie czynności serwisowych,
- obniżenie kosztu zakupu materiałów serwisowych.

Stwierdzono, że nie ma formalnych ograniczeń co do możliwości wykonania części czynności serwisowych z wykorzystaniem własnych sił i środków. Ponadto stwierdzono, że nawet częściowe serwisowanie wirówek sedymentacyjnych w własnym zakresie może przynieść zmniejszenie ponoszonego kosztu. Dokonano podziału na zadania, w ramach których w zakresie usługi serwisu pozostaje zapewnienie wymiany niektórych szybko zużywających się części (ze względu na nieopłacalny ich zakup indywidualny), natomiast zakupy pozostałych materiałów zostały podzielone wg rodzaju umożliwiając w ten sposób uzyskanie najkorzystniejszych cen zakupu.

7. DZIAŁANIA PRO-RYNKOWE PGG S.A. W PROCESACH OBNIŻANIA KOSZTÓW PRODUKCJI WĘGLA HANDLOWEGO

Ważnym elementem w procesie obniżania i optymalizacji kosztów jest dostosowanie oferty do oczekiwań i potrzeb nabywców. Kluczowymi kwestiami w tym obszarze z oczywistych względów stają się jakość węgla surowego oraz technologie jego zużycia, które determinują możliwości wytwarzania energii w warunkach określonych przepisami prawa (konsekwencje przyjęcia dyrektyw IED; MCP; ecodesign oraz regulacji dostosowujących prawo polskie do prawa wspólnotowego np. Rozporządzenie Ministra Rozwoju i Finansów w sprawie wymagań dla kotłów na paliwo stałe z dnia 1 sierpnia 2017 r. (Dz.U. z 2017 r. poz. 1690), municypalne uchwały antysmogowe, etc.).

Najprawdopodobniej jeszcze w bieżącym roku wprowadzone zostaną rygorystyczne regulacje dot. jakości paliw stałych. Według danych Ministerstwa przedsiębiorczości i technologii [9] rząd „w najbliższym czasie" przyjmie projekt ustawy o jakości paliw stałych. Resort wyliczył, że domowe piece są odpowiedzialne za 91 proc. emisji pyłu zawieszonego PM10. Prze-

mysł odpowiada za 2 proc. tej emisji. Nowelizacja ustawy o jakości paliw stałych jest częścią rządowego programu „Czyste Powietrze". Od października ub.r. obowiązują już przepisy dotyczące norm emisyjnych dla kotłów na paliwa stałe, co oznacza, że nie można już produkować takich, które nie spełniają kryteriów dotyczących ograniczenia emisji szkodliwych substancji – od 1 lipca 2018 r. będzie obowiązywał zakaz ich sprzedaży. Powszechnie postrzegane zaostrzenie przepisów prawa stwarza sprzyjające okoliczności dla przedsiębiorców produkujących sortymenty handlowe w określonym reżimie technologicznym, który umożliwia im przygotowanie produktów o stabilnych, powtarzalnych parametrach i odpowiednim wolumenie, a przy tym prowadzi do unowocześnienia technologii i obniżania kosztów (właśnie takie możliwości stwarza rozpoczęta modernizacja produkcji węgla handlowego w zakładzie przeróbczym KWK ROW Ruch Chwałowice). Atutem wprowadzanej technologii w zakładzie przeróbczym KWK ROW Ruch Chwałowice oraz badanej suchej technologii wzbogacania jest ograniczenie (lub wyeliminowanie) sortymentów mułowych z produkcji węgla energetycznego, których obecność wynikała z dotychczas stosowanych technologii wzbogacania miałów energetycznych. Wyeliminowanie lub ograniczenie technologii mokrych w przeróbce węgla jest również istotnym źródłem obniżania kosztów jego produkcji.

Mając na uwadze z jednej strony dostosowanie oferty paliw węglowych do wymagań rynku, a z drugiej optymalizację produkcji i obniżanie jej kosztu w ramach już prowadzonych prób wespół z GIG podjęto działania mające na celu opracowanie koncepcji przemysłowego wydzielania klasy ziarnowej 0-3 z miałów energetycznych. Jest to koncepcja silnie wpisująca się w działania pro-środowiskowe i wychodząca naprzeciw sukcesywnie wprowadzanym przepisom antysmogowym (np. eliminacja z rynku komunalno-bytowego paliw węglowych w których zawartość frakcji o uziarnieniu od 0 do 3 mm przekracza 15%). Na początku lutego przeprowadzono wstępne testy, których wyniki są bardzo obiecujące.

Tytułem uzupełnienia dodać należy, że w ramach działań optymalizujących funkcjonowanie Spółki na rynku, PGG SA podjęła współpracę ze środowiskami naukowymi i producentami kotłów na paliwa stałe w celu zaprojektowania paliwa węglowego, które będzie mogło być produkowane na skalę przemysłową, a jednocześnie jego użytkowanie umożliwi eksploatację kotłów w sposób zgodny z obowiązującymi uregulowaniami odnoszącymi się do „emisji zanieczyszczeń do powietrza".

Nowoczesne technologie kotlarskie (nie tylko te spełniające wymagania np. ecodesign) wymusiły na producentach paliw rekonstrukcję struktury sortymentowej oferowanego węgla (wzrost udziału sortymentów średnich), w celu uniknięcia dalszej coraz niebezpieczniejszej dekonstrukcji rynku wyprodukowanie paliwa „optymalnego" jest niezbędne zarówno z uwagi na cele branży górniczej jak i kotlarskiej

LITERATURA

[1] Cebo W. 2017: Aktualny stan oraz główne kierunki rozwoju przeróbki węgla kamiennego w Polskiej Grupie Górniczej Sp. z o.o., Inżynieria Mineralna z. 2(40), Wyd. Polskiego Towarzystwa Przeróbki Kopalin, Kraków. s. 47.

[2] PN-82/G-97002.

[3] Wyciąg z oferty handlowej PGG sp. z o .o. na dzień 19-09-2017r.

[4] https://www.pgg.pl/sprzedaz-wegla/oferta-produktowa; 29.09.17 godz. 11:00

[5] Prognoza produkcji Oddziałów Polskiej Grupy Górniczej S.A.– dokument wewnętrzny, Katowice – PGG S.A. 2017.

[6] Iwaszenko S., Łączny J., Proksa J., Cebo W. i inni 2015: Deliverable D2.3b A Tailor-made near to face processing methods (Coal), Katowice – GIG, str. 27.

[7] Proksa J., Iwaszenko S. 2012: Novel mining and underground processing Methods - Subtask 2.2.3: Tailor-made coal near to face processing methods – prezentacja, Katowice – GIG.
[8] https://www.gig.eu/pl/newsy/w-dniach-od-29-sierpnia-do-1-wrzesnia-2017-roku-w-czasie-trwania-miedzynarodowych-targow, 05.02.2018 godz. 12:45
[9] http://m.interia.pl/biznes/news,2555842, 05.02.2018 godz. 18:00

OPTIMIZATION OF TRADING COAL PRODUCTION COSTS IN PGG S.A. PROCESSING PLANTS

Doświadczenia ze stosowania obudów łukowo-prostych w warunkach KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" Ruch „Jastrzębie"

Tomasz Chiliński, Artur Słomian
KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" Ruch „Jastrzębie"

Głuch Piotr
PRO-KOM Przedsiębiorstwo Projektowo-Wdrożeniowe

STRESZCZENIE: Obudowy łukowo-proste stanowią rozwiązanie konstrukcji obudowy w której prosty odcinek konstrukcji w części stropnicowej podparty jest stojakiem podporowym z jednej strony ociosu, a z drugiej strony ociosu ma kształt łukowy. Rozwiązanie obudowy znajduje zastosowanie w przecinkach zbrojeniowych, w przecinkach likwidacyjnych oraz w chodnikach przyścianowych. W artykule na podstawie doświadczeń zostaną przedstawione zalety ruchowe obudów łukowo-prostych jak i problemy ich stosowania oraz rozwiązania pozwalające poprawić ich nośność. Sformułowano wymogi techniczno-technologiczne warunkujące ich stosowanie w wyrobiskach kopalń węgla kamiennego.

SŁOWA KLUCZOWE: Budownictwo podziemne, obudowa

1. WSTĘP

Obudowy podporowo-kotwiowe stanowią rozwiązanie w którym podporowa konstrukcja stalowa jest przykatwiana do otaczającego górotworu z utwierdzeniem kotwi za strefą odprężoną. Kotwie stanowią dodatkowe punkty podparcia na których wspiera się konstrukcja i tym samym przenosi zwiększone obciążenie.

Obudowy podporowo-kotwiowe niesymetryczne zwane również obudowami łukowo-prostymi ze względu na swój kształt stanowią rozwiązanie często stosowane w kopalniach węgla kamiennego:

- w przecinkach zbrojeniowych tzw. rozruchowych,
- w przecinkach likwidacyjnych, w których następuje zakończenie biegu ściany.
- w chodnikach przyścianowych.

W Ruchu „Jastrzębie" eksploatacja prowadzona jest w trudnych warunkach geologiczno-górniczych do których można zaliczyć dużą głębokość – rzędu 900 m, licznie występujące stre-

fy zaburzeń górotworu zwłaszcza w postaci uskoków, występowanie zagrożenia wstrząsami górotworu o dużej energii sejsmicznej, wieloletnia eksploatacji z licznymi strefami koncentracji naprężeń.

2. PRZYKŁADY ZASTOSOWANIA OBUDÓW ŁUKOWO-PROSTYCH W PRZECINKACH ŚCIANOWYCH WARUNKACH RUCHU „JASTRZĘBIE"

Aktualnie zrealizowano kilka zastosowań obudów podporowo-kotwiowych łukowo-prostych w przecinkach ścianowych zbrojeniowych.

W tablicy 1 podano trzy przykłady zastosowania:

- przecinka zbrojeniowa ściany 42a-Z2 na głębokości ok. 750 m,
- przecinka zbrojeniowa ściany 22-C3 na głębokości ok. 900 m,
- przecinka zbrojeniowa ściany 23-C3 na głębokości ok. 900 m.

Charakterystyczne parametry projektowanych przecinek w obudowach podporowo-kotwiowych podano w tabeli 1, a parametry techniczne obudowy w tabeli 2.

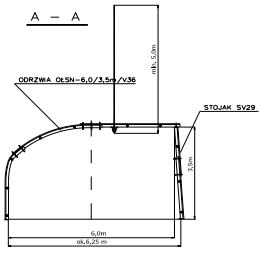
W rozwiązaniach do kotwienia stosowano kotwie strunowe typu IR4C/320 o nośności minimum 320 kN i długości 5 m. Rozwiązania obudowy były zrealizowane w konstrukcjach z kształtownika V36 ze stali 31Mn4+QT o (Re=min 520 MPa, Rm≅600 MPa), i ze stali HŁCORR, (S480W) o (R_e=min 480 MPa, R_m≅650 MPa).

Tabela 1. Parametry przecinek ścianowych zbrojeniowych

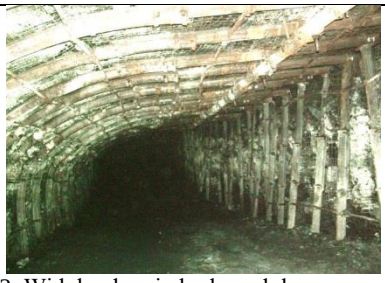
Lp.	Parametry ogólne	Przecinka		
		Ściana 42a-Z2	Ściana 22-C3	Ściana 23-C3
1	Długość [m]	120 m	188 m	234 m
2	Głębokość [m]	750 m	900 m	900 m
3	Grubość pokładu [m]	4,0 – 4,5	1,3 – 2,0	1,2 – 1,7
4	Skały stropowe $R_{cśr}$ – wytrzymałość na ściskanie	łupki piaszczyste – 2,9 m piaskowiec – 30 m 40÷45 MPa	iłowiec – 4,0 m, piaskowiec – 30 m, 30 ÷ 35 MPa	łupki piaszczyste – 5,0 m, piaskowiec 40 ÷ 50 MPa
5	Węgiel R_{cw}	śr. 9,75 MPa	7 ÷ 12 MPa	5,4 ÷8,8 MPa
6	Spąg R_{csp}	40,8 MPa	mułowiec 41,8 MPa	łupek piaszczysty 40 ÷50 MPa
7	$\gamma_{śr}$ stropowe	26,0 kN/m^3	25,0 kN/m^3	25,0 kN/m^3
8	r (rozmakalność)	1	1	1
9	Zaburzenia	Brak zaburzeń	Wpływ niżej wybranego pokładu	Krawędzie pokł. wybranie pokł. niżej leżącego
10	S x W	6 x 3,5 m	7 x 2,5 m	6,4 x 3,2 m
11	S_W x W_W	6,6 x 3,8 m	7,6 x 2,8 m	7,0 x 3,5 m
12	α_w° nach. wyrob.	1-3°	0-5°	3-5°
13	Czas ist. wyrob.	6 miesięcy	6 miesięcy	do 2 lat
14	Technologia drążenia	Kombajn AM 50	Kombajn AM 50	Kombajn AM 50
15	Rodzaj obudowy	OŁSN-w 6,0/3,5/V36	ŁPro-B /7-7/6,9/V32	ŁPro-B /7-7/6,4/V32

Tabela 2. Parametry techniczne obudowy łukowo-prostej podporowo-kotwiowej

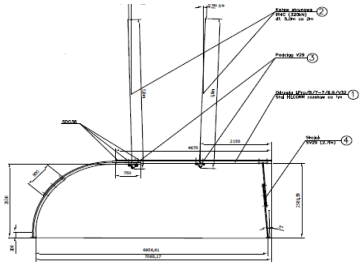
Lp.	Parametry ogólne	Przecinka		
		Ściana 42a-Z2	Ściana 22-C3	Ściana 23-C3
1	Wysokość strefy odprężonej h_{sn} obliczeniowa	1,47 m	2,12 m	2,88 m
2	Typ kotwi strunowej	IRC/320	IRC/320	IRC/320
3	Długość kotwi strunowej (analiza profilu)	5,0 m	5,0 m	5,0 m
4	Rozstaw kotwi strunowych	co 3,0 m	1 kotew między odrzwiami	1 kotew między odrzwiami
5	Rodzaj obudowy	OŁSN-w 6,0/3,5/V36	ŁPro-B/7-7/6,9/V32	ŁPro-B/7-7/6,4/V32
6	Kształtownik	V36	V32	V32
7	Stal	31Mn4+QT	HŁCORR	HŁCORR
8	Rozstaw odrzwi	1 m	1 m	0,8 m
9	Podciąg kotwiony do stropu	1 podciąg V29 ciągły	2 podciągi V29 ciągłe	3 podciągi V29 ciągłe



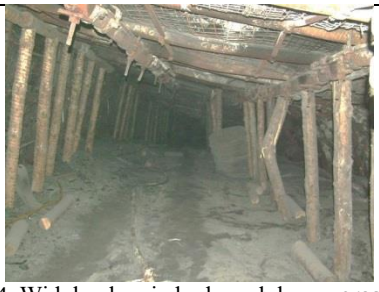
Rys. 1. Schemat odrzwi obudowy OŁSN - w 6,0/3,5 m /V36 dla rozcinki ściany 42a-Z2 w pokładzie 505/1-2 - rozstaw odrzwi co 1,0 m



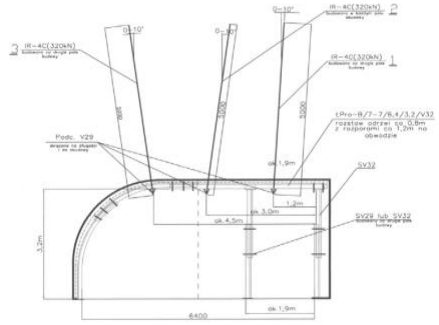
Rys. 2. Widok odrzwi obudowy łukowo-prostej OŁSN - w 6,0/3,5 m /V36 w przecince dla ściany 42a-Z2



Rys. 3. Schemat odrzwi obudowy ŁPro/B /7-7/6,9/V32 dla rozcinki ściany 22-C3 w pokładzie 503/1-2 - rozstaw odrzwi co 1,0 m



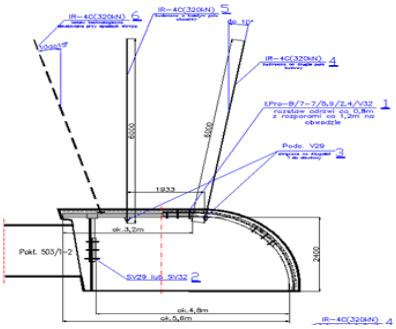
Rys. 4. Widok odrzwi obudowy łukowo-prostej ŁPro/B/7-7/6,9/V32 dla rozcinki ściany 22-C3



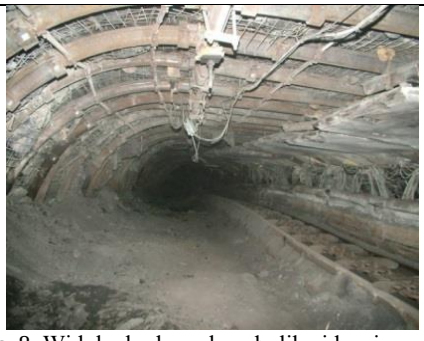
Rys. 5. Schemat odrzwi obudowy ŁPro/B/7-7/6,4/3,2/V32 dla Rozcinki ściany 23-C3 w pokładzie 503/1-2 - rozstaw odrzwi co 0,8 m



Rys. 6. Widok odrzwi obudowy łukowo-prostej ŁPro/B/7-7/6,9/V32 dla rozcinki ściany 23-C3 z trzema podciągami na długości



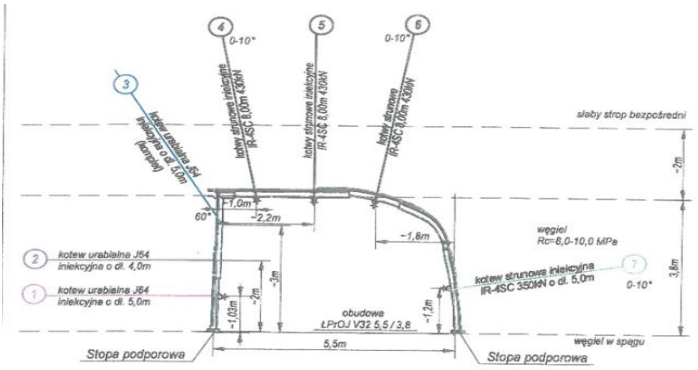
Rys. 7. Obudowa kanału likwidacyjnego ściany 23-C3



Rys. 8. Widok obudowy kanału likwidacyjnego ściany 23-C3

Wyrobiska przyścianowe ściany 29 wykonano w obudowie ŁProJ z kształtownika V32 typ 5,5/3,8, w miejsce początkowo projektowanej standardowej obudowy ŁP z kształtownika V32 typ 10, zgodnie z projektem rzeczoznawcy (rys.7).

Zastosowanie podziałki 1,0 m dla obudowy ŁProJ, wymagało dodatkowego jej wzmocnienia, poprzez zabudowę podciągów stalowych wraz z ich przykotwieniem do górotworu kotwami stalowymi oraz wzmacniania ociosu węglowego klejami. Sposób wzmocnienia chodników w rejonie ściany 29, nie ograniczało postępu przodków. Przykotwienie stropnic obudowy chodnikowej chodników przyścianowych oraz rozcinki, prowadzono na bieżąco po każdej zabudowie stropnicy minimum jedną kotwą nr 4 lub 5 (rys. 7.) wraz z zabudową stropnic podporowo-kotwiowych L-1500. Wprowadzono również kotwienie ociosu kotwami urabialnymi J64 od strony stojaka SV aby zminimalizować wyciskanie ociosów. Pozostałe kotwienie obudowy chodnikowej prowadzono bezpośrednio za kombajnem w odległości 20-30 m. Sposób zabudowy skrzyżowania ściany 29 z chodnikiem podścianowym 29-C3 w obudowie ŁProJ za zabudową sekcji obudowy zmechanizowanej w przekroju chodnika przedstawiono na rysunku 8.



Rys. 7. Schemat wzmocnienia obudowy ŁProJ V32 5,5/3,8



Rys. 8. Sposób zabudowy skrzyżowania ściany 29 z chodnika podścianowego 29-C3 w obudowie ŁProJ V32 5,5/3,8



Rys. 9. Widok odrzwi obudowy łukowo-prostej ŁProJ V32 5,5/3,8.V32

3. PROBLEMY ZAPEWNIENIA STATECZNOŚCI WYROBISK W OBUDOWACH ŁUKOWO-PROSTYCH

Rozwiązania wyrobisk łukowo-prostych należy do trudnych w konstruowaniu i technologii stosowania.

Problemami są między innymi:

- niesymetryczny kształt łukowo-prosty,
- niekorzystny kształt jednego z ociosów skalnych, który jak prosty jest trudny do utrzymania,
- słabe połączenie stojaka z poziomą stropnicą, które ma charakter przegubowy i tworzy konstrukcję o małej stateczności,
- konieczność dodatkowego wzmocnienia konstrukcji przez dodatkowe podparcie lub przykotwieniem bezpośrednio przez otwory w stropnicy czy też poprzez podciągi łączące odrzwia w jedną konstrukcję przestrzenną.

Stosowanie obudów łukowo-prostych w warunkach kopalni „Borynia-Zofiówka- Jastrzębie" Ruch „Jastrzębie" w wielu wyrobiskach przedstawiono na rysunkach 1 do 9.

W warunkach zwiększonego obciążenia odrzwia wymagają wzmocnienia co prosto można przeprowadzić za pomocą stojaków podporowych (rys. 4, 5).

Przykładowo po wykonaniu przecinki (a praktycznie w trakcie jej realizacji) wynikła potrzeba eksploatacji 505/1łd pokładu niżej położonego w odległości ok. 50 m wybierany na grubość ok. 3 m. Przejście frontu ściany pod przecinką spowodowało konieczność na odcinku ok. 50 m wzmocnienie obudowy za pomocą stojaków podporowych stalowych typu SV oraz drewnianych z stopnicami drewnianymi.

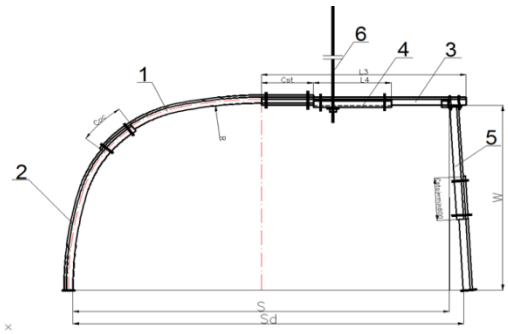
Występujące objawy deformacji polegały na:

- wyciśnięciu spągu do ok. 1 m,
- zwiększonym ugięciu prostego odcinka obudowy podporowej,
- lokalnym przeciążeniu kotwi strunowych, który uległy zerwaniu lub zostały zniszczone tuleje.

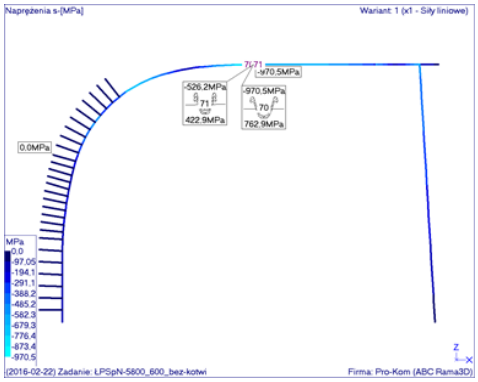
Doświadczenia praktyczne wykazują, że wykonanie obudowy łukowo-prostej z stosowaniem dodatkowego wzmocnienia za strefą kombajnu ze względu na niską nośność obudowy i możliwość jej szybkiego załamania, co praktycznie stwierdzono w prowadzonych robotach górniczych w pokładzie 510/1 na poziomie -600.

4. POPRAWA NOŚNOŚCI ODRZWI OBUDOWY ŁUKOWO-PROSTYCH

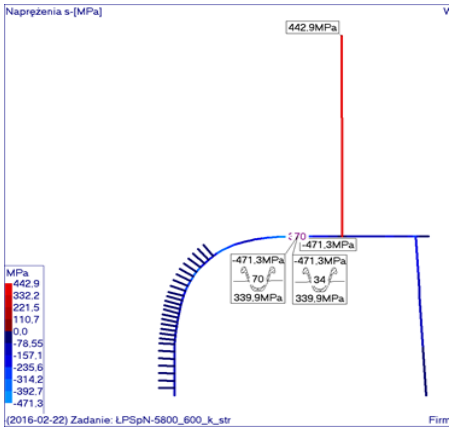
Dla poprawy nośności odrzwi obudowy łukowo-prostej istotnym elementem jest wykonanie dodatkowego podparcia bezpośrednio w przodku za pomocą kotwi osadzonej w otworze stropnicy. Wykonanie przykotwienia powoduje podparcie i stabilizację odrzwi. Zwiększenie nośności odrzwi można uzyskać przez właściwy kształt odrzwi, który powinien być łukowy co najmniej do osi oraz mieć wzmocniony kształtownik stropnicy kotwionej do stropu. Przykład rozwiązania odrzwi łukowo-prostej przedstawiono na rysunku 10. Istotną cechą konstrukcyjną jest zastosowanie stojaka podporowego z odchyleniem w kierunku ociosu i połączenia dwoma kabłąkami zapewniającymi przegubową pracę połączenia stojaka ze stropnicą.



Rys. 10. Rozwiązanie odrzwi łukowo-prostej spłaszczonej ŁPSpN-V32/SxW
1 – łuk stropnicowy, 2 – łuk ociosowy, 3 – stropnica prosta V32 z otworem lub bez otworu, 4 – prostka wzmacniająca z otworem lub bez otworu, 5 – stojak SOV32 z głowicą płaską i dwoma kabłąkami Ø 24 mm z blachą odchylającą, 6 – kotew strunowa o nośności min 320 kN



Rys. 11. Izolinie naprężeń w odrzwiach obudowy obudowy ŁPSpN-V32/5,8x3,8 bez przykotwienia



Rys. 12. Izolinie naprężeń w odrzwiach obudowy ŁPSpN-V32/5,8x3,8 z przykotwieniem

Przykładowe obliczenia stanu naprężeń w obuwie ŁPSpN-V32/5,8x3,8 o szerokości 5,8 m i wysokości 3,8 m dla rozwiązania bez przykotwienia przedstawia rys. 11, a z przykotwieniem rys. 12.

Obliczeniowa podporność odrzwi :

– bez przykotwienia wynosi:

$$p = \frac{0{,}1 \cdot 674}{970{,}5} = 0{,}0694\ MN/m$$

– z przykotwienia wynosi:

$$p = \frac{0{,}1 \cdot 674}{471{,}3} = 0{,}143\ MN/m$$

Podporność z przykotwieniem dla kształtownika ze stali S480W jest około 2,06 razy większa.

5. WYMOGI W ZAKRESIE TECHNICZNO-TECHNOLOGICZNYCH UWARUNKOWAŃ STOSOWANIA OBUDÓW ŁUKOWO-PROSTYCH

Na podstawie stosowanych rozwiązań projektowych, obliczeń wytrzymałościowych oraz doświadczeń praktycznych można sformułować następujące wymogi w zakresie techniczno-technologicznych uwarunkowań stosowania obudów łukowo-prostych takich jak:

- rozwiązanie wzmocnienia obudowy przez otwór wykonany w stropnicy prostej za pomocą kotwi strunowej,
- stosowanie do szerokości 5,8 m nominalnie jednej kotwi, a przy większej szerokości dwóch lub trzech kotwi strunowych,
- przegubowe połączenie końca prostej stropnicy (z odchyleniem o około 20 cm w stronę ociosu stojakiem podporowym).

6. WNIOSKI KOŃCOWE

1. Obudowy łukowo-proste stanowią rozwiązanie które ze względu na kształt znajduje zastosowanie do wykonywania przecinek zbrojeniowych, przecinek likwidacyjnych oraz chodników przyścianowych. W każdym zastosowaniu uzyskuje się techniczne korzyści zwłaszcza w fazie wykorzystania.
2. Istotnym wymogiem konstrukcji obudowy łukowo-prostej jest przy jej wykonywaniu zastosowanie schematu statycznego z dodatkowym podparciem i stabilizacją kotwią osadzoną w stropie. Osadzenie kotwi powinno zostać zrealizowane tak, aby koniec kotwi znajdował się za strefą odprężoną
3. Stosowanie obudowy łukowo-prostej wymaga zabezpieczenia ociosu tak, aby zachować jego stabilność na prostym odcinku.
4. Doświadczenia praktyczne uzyskane z stosowania obudów łukowo-prostych w wyrobiskach w warunkach Ruchu „Jastrzębie” wykazały, że stanowią one korzystne rozwiązanie poprawiające jego efektywność dające możliwość zwiększenia wydajności oraz efektów ekonomicznych.

7. LITERATURA

[1] Celmer M., Skatuła R., Głuch P.: Rozwiązanie techniczno-technologiczne kanału likwidacyjnego ściany 23-C3 wykonanego przed zbliżającym się frontem ściany.

[2] Celmer M, Lubryka M., Skatuła R., Głuch P.: Doświadczenia ze stosowania obudów podporowo-kotwiowych niesymetrycznych w przecinkach zbrojeniowych i likwidacyjnych w kopalni „JAS-MOS„

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

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

THE USE AND FORMATION OF A SOLUTION OF LININGS STRAIGHT-ARCH SHAPED IN EXPERIENCES' CONDITION JASTRZĘBIE MINE

ABSTRACT: The article discusses the use of a solution of linings straight-arch shaped where the straight section of construction is supported by stand supporting from the one side of side wall, from the other side of side wall is arch shaped. A solution of a support was used in liquidation duct, starting sidewalks and roadway. Based on experiences the article presents movement's adventages of arch-straight supports,the problems of their usefulness and solutions in order to improve their carrying capacity. The technical and technological requirements are condition in use of coal mines' excavation.

KEY WORDS: mining, underground construction, housing

Doświadczenia ze stosowania obudów łukowo - prostych w warunkach KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch „Jastrzębie”

Tomasz Chiliński
KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch „Jastrzębie”
Artur Słomian
KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch „Jastrzębie”
Głuch Piotr
PRO-KOM Przedsiębiorstwo Projektowo-Wdrożeniowe



Przecinki ścianowe należą do wyrobisk przygotowawczych, wykonywanych w systemie ścianowym i są przeznaczone do zbrojenia ściany wydobywczej w ciężką obudowę zmechanizowaną, oraz urządzenia dla ciągłego urabiania, odstawy urobku i inne urządzenia pomocnicze a następnie do podjęcia wydobycia.

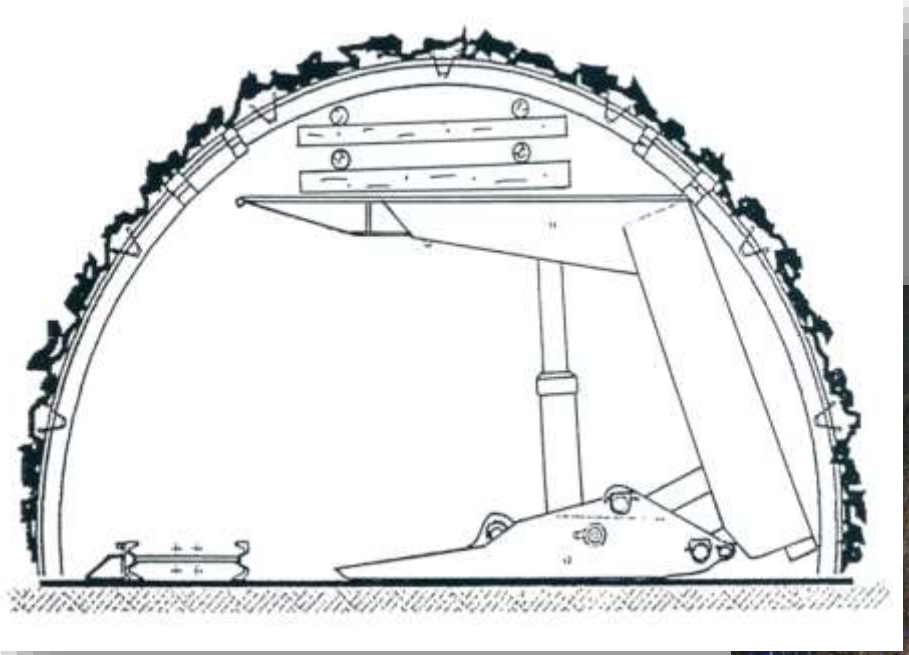
Charakterystycznymi cechami przecinek są:

- krótkotrwały charakter istnienia wyrobiska,
- znaczna szerokość wyrobiska często >5,0m,
- lokalizacja w rejonach niekorzystnych min. w strefach oddziaływania krawędzi, uskoków,
- stosowanie obudowy o różnorodnych kształtach, wymagającej wzmocnienia odrzwi na szerokości, co w znacznym stopniu utrudnia zbrojenie ściany.

Do najczęściej stosowanych rozwiązań obudów przecinek ścianowych należą:

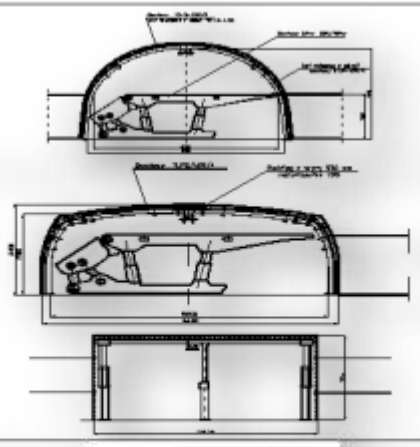
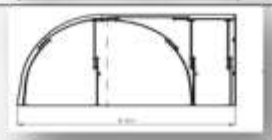
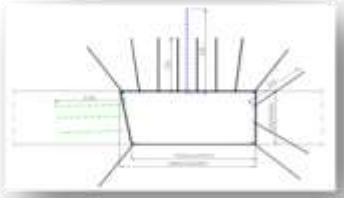
- obudowy łukowe wykonane na bazie łuków dobieranych z obudowy ŁP,
- obudowy spłaszczone specjalnie projektowane,
- obudowy proste,
- obudowy o konstrukcji złożonej z obudowy łukowej i z prostej,
- obudowy łukowo-proste tzw. niesymertyczne,
- obudowy kotwiowe.

Historia





Historia

	Rozwiązanie przecinki w obudowie łukowej typu ŁP lub jej kombinacji. Rozwiązanie obudowy spłaszczonej np. typu ŁPrP, ŁPrW, SPŁ, OŁS, ŁPSp, ŁPSpW i inne Obudowa przecinki prosta
 	Obudowa złożona drążona dwukrotnie przez poszerzenie obudowy łukowej ŁP Obudowa łukowo-prosta z kotwieniem wysokim
	Przecinka w obudowie kotwiowej samodzielnej

ZASTOSOWANIA OBUDÓW PODPOROWO-KOTWIOWYCH ŁUKOWO-PROSTYCH

- przecinka zbrojeniowa ściany 42a-Z2 w pokł.505/1-2,
- przecinka zbrojeniowa ściany 22 w pokł.503/1-2,
- przecinka zbrojeniowa ściany 23-C3 w pokł.503/1-2,
- kanał likwidacyjny ściany 22-C3 w pokł.503/1-2,
- chodniki przyścianowe oraz rozcinka ściany 29-C3 w pokł.510/1

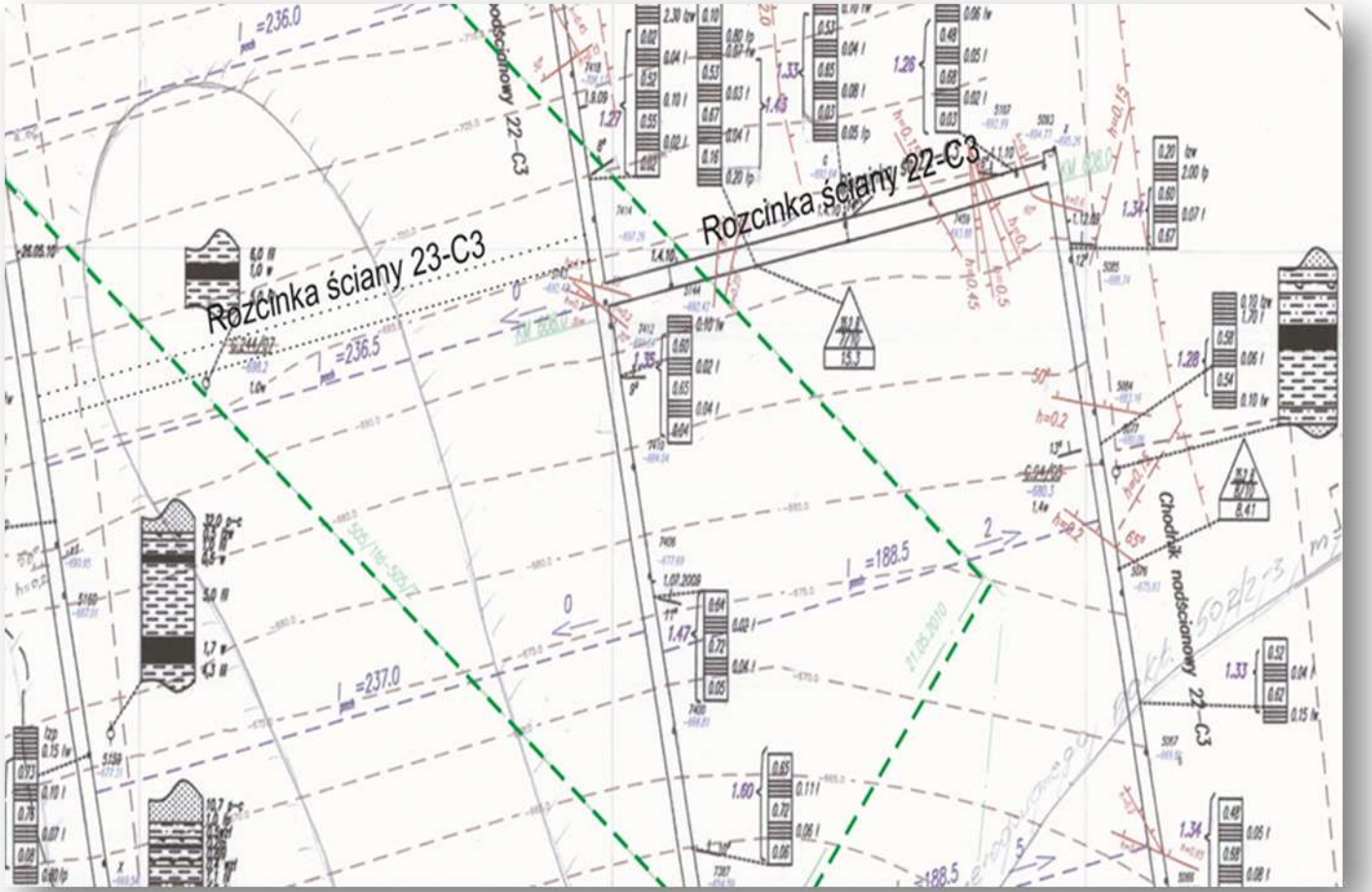
CHARAKTERYSTYCZNE PARAMERY PRZECINEK ŚCIANOWYCH

Parametry ogólne	Przecinka		
	Ściana 42a - Z2	Ściana 22 – C3	Ściana 23 - C3
Długość [m]	120 m	188 m	234 m
Głębokość [m]	750 m	~900 m	900 m
Grubość pokładu [m]	4,0 – 4,5	1,3 – 2,0	1,2 – 1,7
Skały stropowe $R_{cśr}$ – wytrzymałość na ściskanie	- łupki piaszczyste-2,9m, - piaskowiec - 30m 40 ÷ 45 MPa	- iłowiec – 4,0m, - piaskowiec - 30m, 30 ÷ 35 MPa	- łupki piaszczyste – 5,0m, - piaskowiec 40 ÷ 50 MPa
Węgiel R_{cw}	Średnio 9,75 MPa	7 ÷ 12 MPa	5,4 ÷8,8 MPa
Spąg R_{csp}	40,8 MPa	mułowiec 41,8 MPa	Łupek piaszczysty 40 ÷50 MPa
$\gamma_{śr}$ stropowe	26,0 kN/m^3	25,0 kN/m^3	25,0 kN/m^3
r (rozmakalność)	1	1	1
Zaburzenia	Brak zaburzeń	Wpływ niżej wybranego pokładu	Krawędzie pokładu, wybranie pokładu niżej leżącego
S x W	6 x 3,5m	7 x 2,5m	6,4 x 3,2m
S_W x W_W	6,6 x 3,8m	7,6 x 2,8m	7,0 x 3,5m
α_w^0 nachylenie wyrobiska	1-3^0	0-5^0	3-5^0
Czas istnienia wyrobiska	6 miesięcy	6 miesięcy	do 2 lat
Technologia drążenia	Kombajn AM 50	Kombajn AM 50	Kombajn AM 50
Rodzaj obudowy	OŁSN-w 6,0/3,5/V36	ŁPro-B /7-7/6,9/V32	ŁPro-B /7-7/6,4/V32

PARAMETRY OBUDOWY ŁUKOWO-PROSTEJ PODPOROWO-KOTWIOWEJ

Lp	Parametry ogólne	Przecinka		
		Ściana 42a - Z2	Ściana 22 – C3	Ściana 23 - C3
1	Wysokość strefy odprężonej h_{sn} obliczeniowa	1,47m	2,12m	2,88m
2	Typ kotwi strunowej	IRC/320	IRC/320	IRC/320
3	Długość kotwi strunowej (analiza profilu)	5,0m	5,0m	5,0m
4	Rozstaw kotwi strunowych	co 3,0 m	1 kotew między odrzwiami	1 kotew między odrzwiami
5	Rodzaj obudowy	OŁSN-w 6,0/3,5/V36	ŁPro-B/7-7/6,9/V32	ŁPro-B/7-7/6,4/V32
6	Kształtownik	V36	V32	V32
7	Stal	31Mn4+QT	HŁCORR	HŁCORR
8	Rozstaw odrzwi	1m	1m	0,8m
9	Podciąg kotwiony do stropu	1 podciąg V29 ciągły	2 podciągi V29 ciągłe	3 podciągi V29 ciągłe

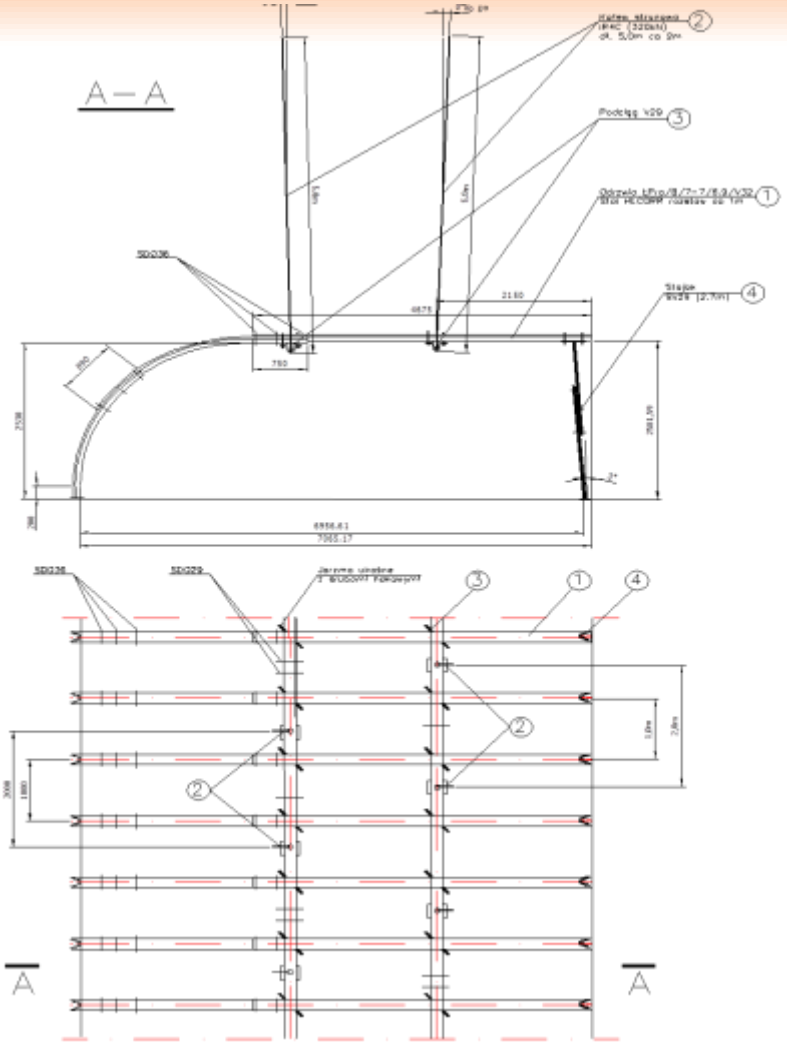
Ściana 22 pokł.503/1-2 partia C3



Ściana 22 pokł.503/1-2 partia C3



Wzmocnienie obudowy rozcinki ściany 22-C3 w pokł. 503/1-2



Schemat konstrukcji obudowy rozcinki ściany 22-C3 w pokł. 503/1-2

Ściana 22 pokł.503/1-2 partia C3

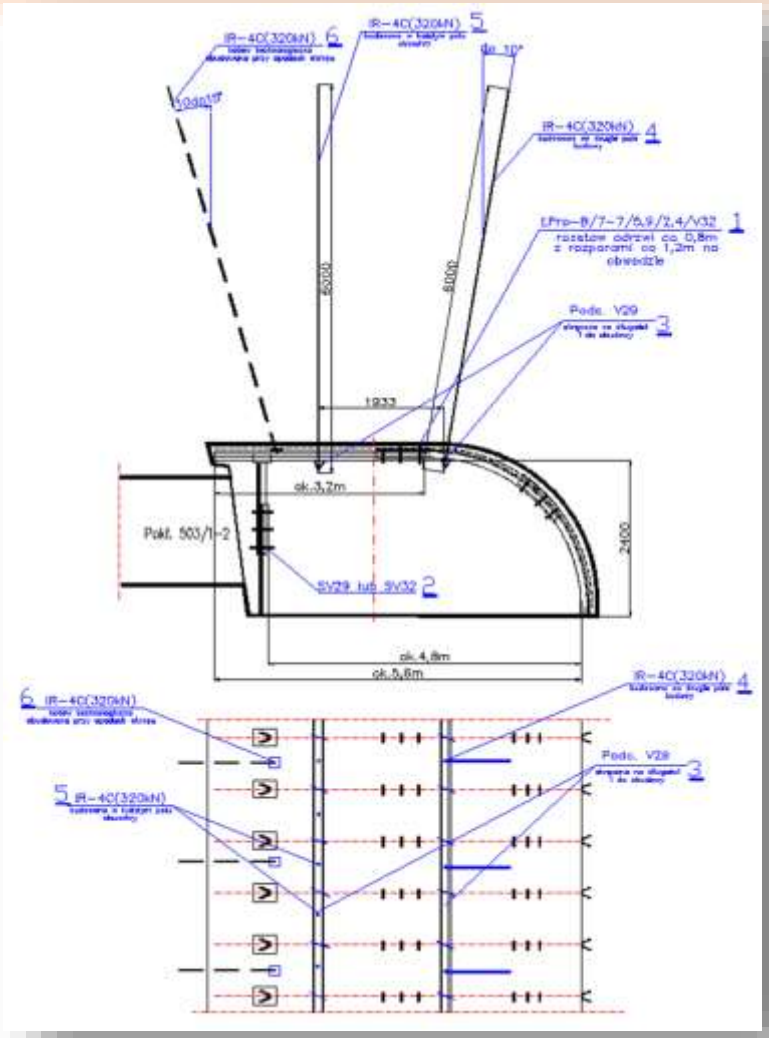




Kanał likwidacyjny ściany 22 pokł.503/1-2 partia C3



Widok kanału likwidacyjnego ściany 22-C3
w pokł. 503/1-2

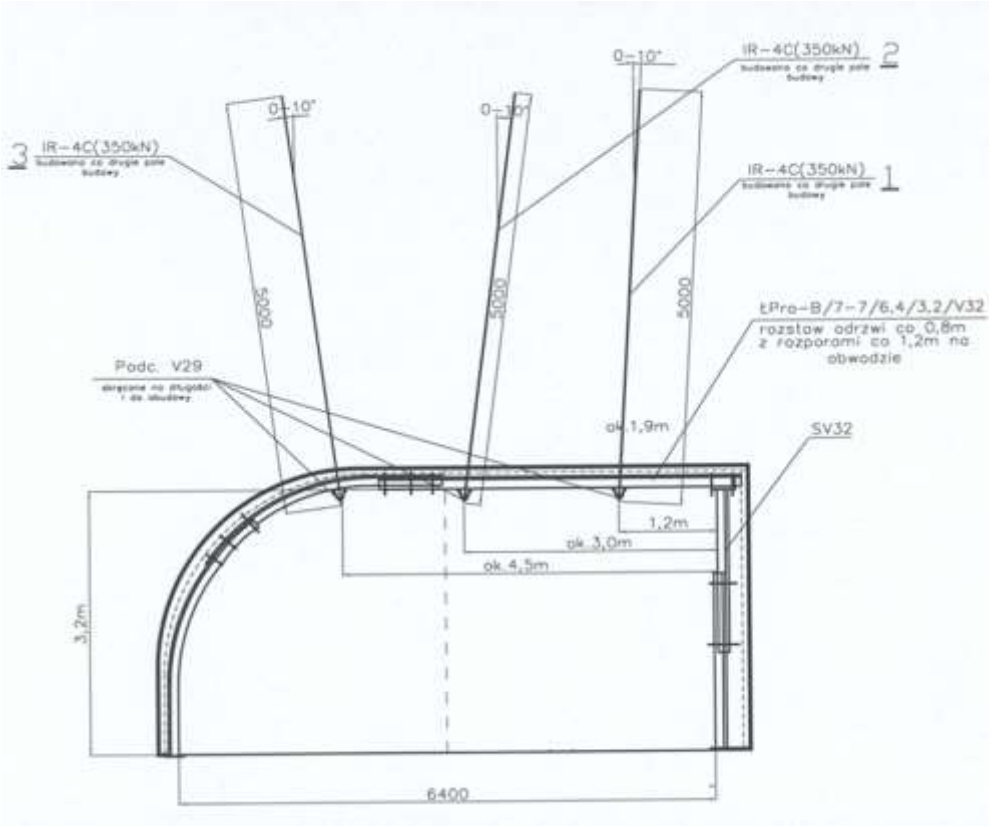


Schemat konstrukcji obudowy kanału likwidacyjnego ściany 22-C3 w pokł. 503/1-2

Ściana 23 pokł.503/1-2 partia C3







Schemat konstrukcji rozcinki ściany 23-C3 w pokł. 503/1-2

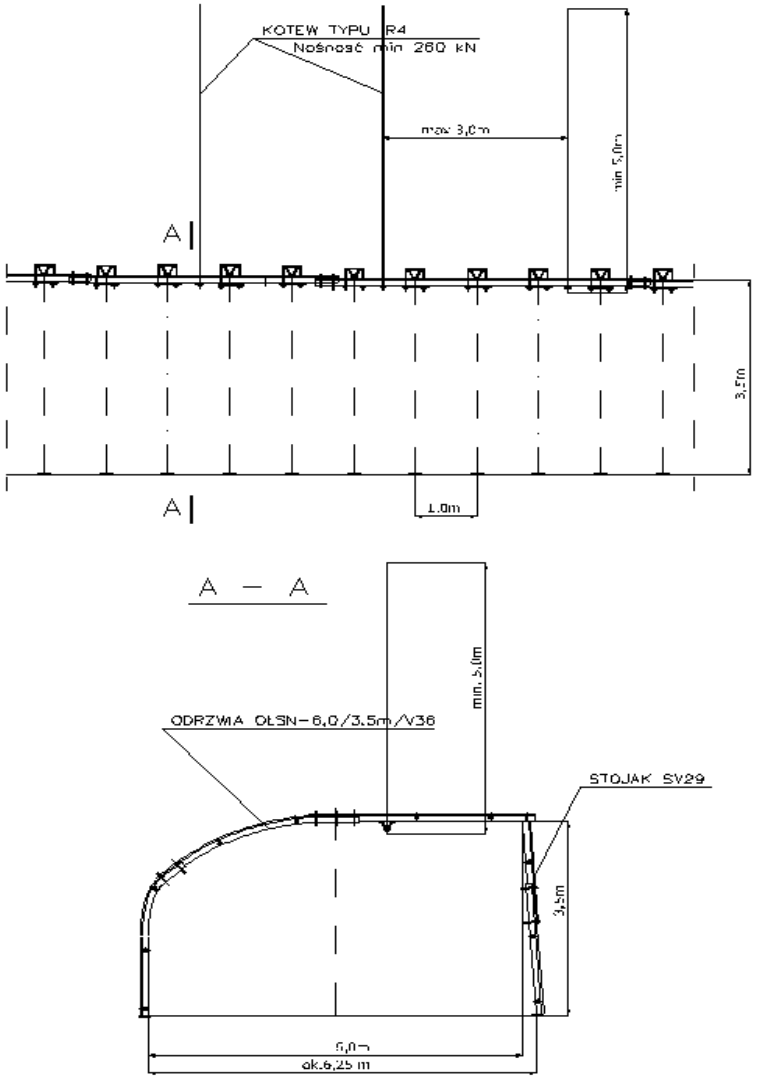
Widok Rozcinki ściany 23-C3 w pokł. 503/1-2

Ściana 42a pokł.505/1-2 partia Z2

Schemat odrzwi obudowy OŁSNw 6,0/3,5m V36

dla rozcinki ściany 42a-Z2 w pokładzie 505/1-2

przekrój pionowy rozstaw odrzwi co 1,0m



Ściana 42a pokł.505/1-2 partia Z2

Widok rozcinki ściany 42a-Z2 pokł. 505/1-2 po 7 miesiącach od momentu wydrążenia





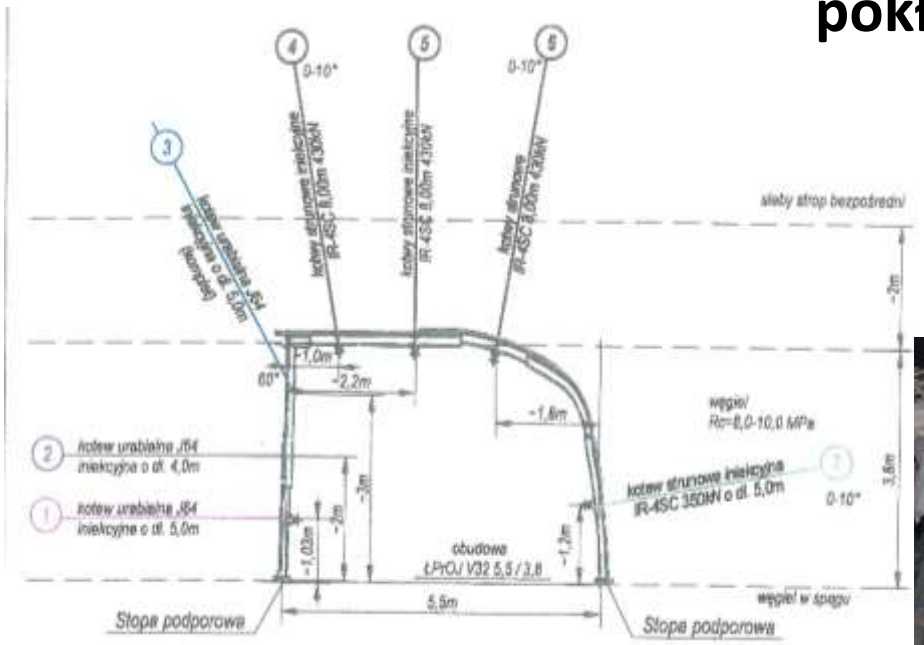
Ściana 42a pokł.505/1-2 partia Z2

Porównanie obudowy SPŁ z obudową OŁSN w rozc. śc. 42a-Z2 w pokł.505/1-2

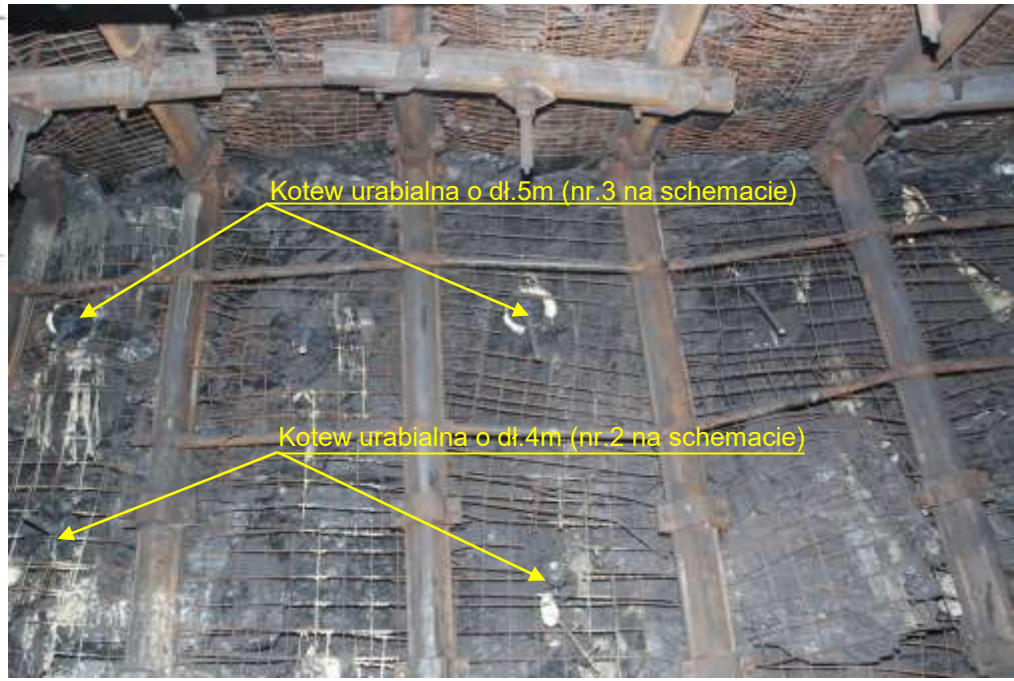


Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

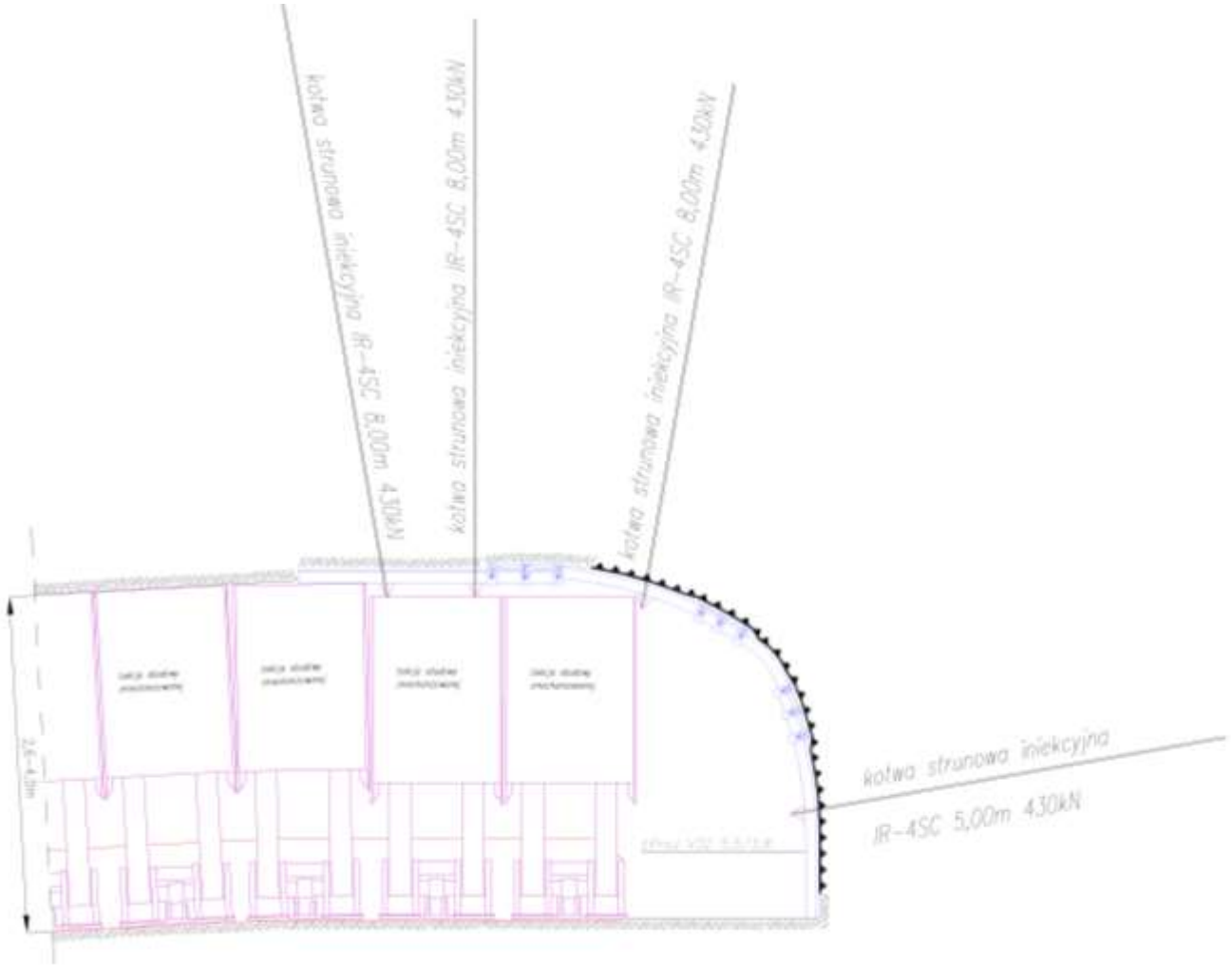
Sposób wzmocnienia chodników przyścianowych w rejonie ściany 29 pokł.510/1



Zdjęcie ociosu ścianowego

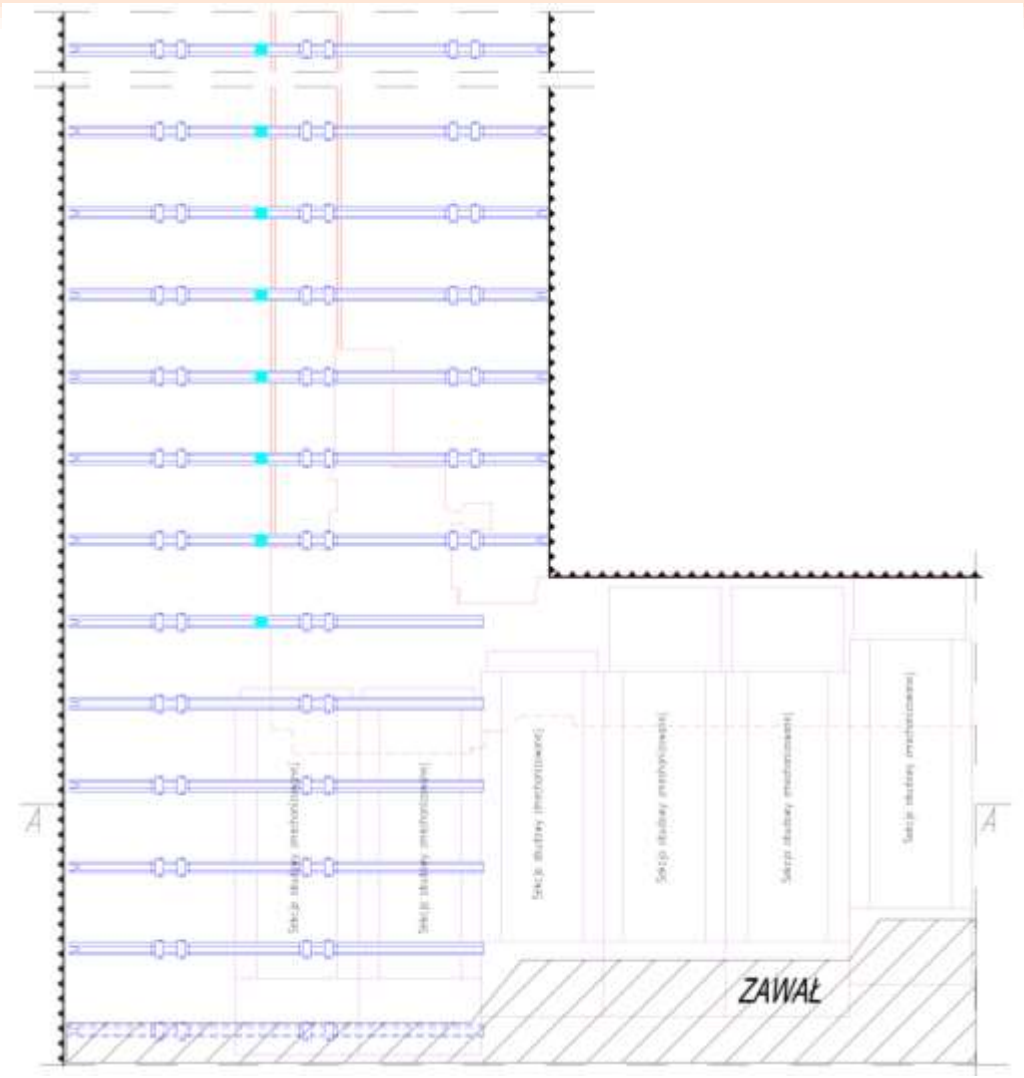


Ściana 29 pokł.510/1 partia C3



Sposób zabudowy skrzyżowania śc.29 z chod.nadśc.29-C3 w obudowie ŁPrOJ

Ściana 29 pokł.510/1 partia C3



Sposób zabudowy skrzyżowania śc.29 z chod.podśc.29-C3 w obudowie ŁP

Problemy zapewnienia stateczności wyrobisk w obudowach łukowo-prostych

Rozwiązania wyrobisk łukowo – prostych należy do trudnych w konstruowaniu i technologii stosowania.

Problemami są między innymi:

- niesymetryczny kształt łukowo – prosty,

- niekorzystny kształt jednego z ociosów skalnych, który jak prosty jest trudny do utrzymania,

- słabe połączenie stojaka z poziomą stropnicą, które ma charakter przegubowy i tworzy konstrukcję o małej stateczności,

- konieczność dodatkowego wzmocnienia konstrukcji przez dodatkowe podparcie lub przykotwieniem bezpośrednio przez otwory w stropnicy czy też poprzez podciągi łączące odrzwia w jedną konstrukcję przestrzenną.

Problemy zapewnienia stateczności wyrobisk w obudowach łukowo-prostych



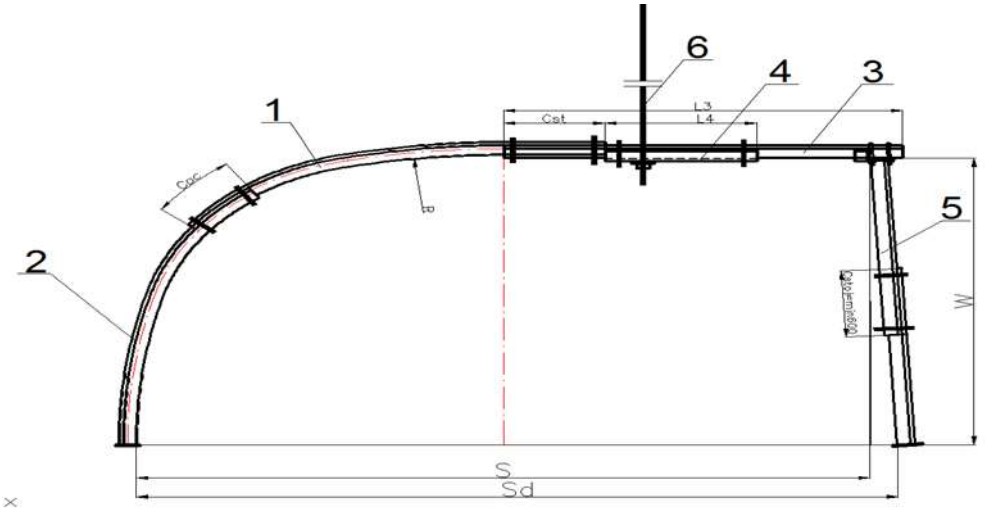




Poprawa nośności odrzwi obudowy łukowo-prostej

Dla poprawy nośności odrzwi obudowy łukowo – prostej istotnym elementem jest wykonanie dodatkowego podparcia bezpośrednio w przodku za pomocą kotwi osadzonej w otworze stropnicy. Wykonanie przykotwienia powoduje podparcie i stabilizację odrzwi. Zwiększenie nośności odrzwi można uzyskać przez właściwy kształt odrzwi, który powinien być łukowy co najmniej do osi oraz mieć wzmocniony kształtownik stropnicy kotwionej do stropu. Istotną cechą konstrukcyjną jest zastosowanie stojaka podporowego z odchyleniem w kierunku ociosu i połączenia dwoma kabłąkami zapewniającymi przegubową pracę połączenia stojaka ze stropnicą.

Poprawa nośności odrzwi obudowy łukowo-prostej



Rozwiązanie odrzwi łukowo-prostej spłaszczonej
ŁPSpN-V32/SxW 1. Łuk stropnicowy,2. Łuk ociosowy,3. Stropnica prosta V32 z otworem lub bez otworu, 4. Prostka wzmacniająca z otworem lub bez otworu, 5. Stojak SOV32 z głowicą płaską i dwoma kabłąkami Ø 24 mm z blachą odchylającą, 6. Kotew strunowa o nośności min 320 kN



WNIOSKI

- **Obudowy łukowo – proste stanowią rozwiązanie które ze względu na kształt znajduje zastosowanie do wykonywania przecinek zbrojeniowych, przecinek likwidacyjnych oraz chodników przyścianowych. W każdym zastosowaniu uzyskuje się techniczne korzyści zwłaszcza w fazie wykorzystania.**

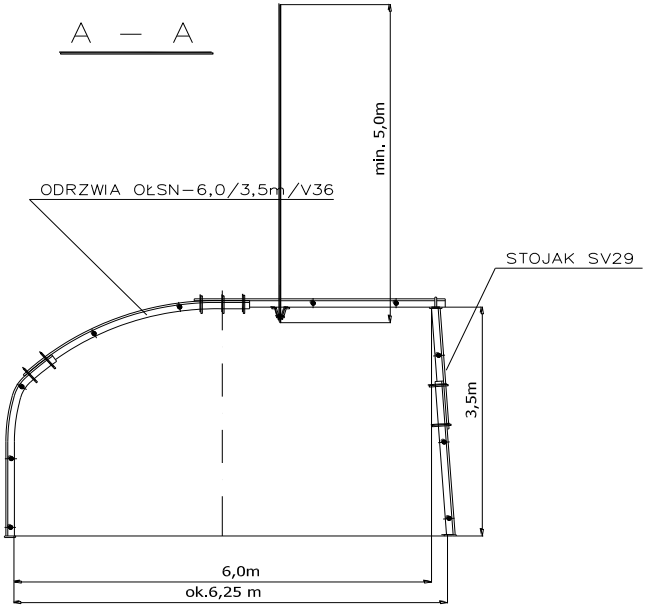
- **Istotnym wymogiem konstrukcji obudowy łukowo – prostej jest przy jej wykonywaniu zastosowanie schematu statycznego z dodatkowym podparciem i stabilizacją kotwią osadzoną w stropie. Osadzenie kotwi powinno zostać zrealizowane tak, aby koniec kotwi znajdował się za strefą odprężoną**

- **Stosowanie obudowy łukowo – prostej wymaga zabezpieczenia ociosu tak, aby zachować jego stabilność na prostym odcinku.**

- **Doświadczenia praktyczne uzyskane z stosowania obudów łukowo – prostych w wyrobiskach w warunkach Ruchu „JAS – MOS” wykazały, że stanowią one korzystne rozwiązanie poprawiające jego efektywność dające możliwość zwiększenia wydajności oraz efektów ekonomicznych.**



Doświadczenia ze stosowania obudów łukowo - prostych w warunkach KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch „Jastrzębie”



DZIĘKUJĘ ZA UWAGĘ

AGH

AKADEMIA GÓRNICZO-HUTNICZA
IM. STANISŁAWA STASZICA W KRAKOWIE

WYDZIAŁ GÓRNICTWA
i GEOINŻYNIERII

Wpływ wysokości złoża rudy miedzi na rozmieszczenie ognisk sejsmiczności indukowanej w otoczeniu frontów eksploatacyjnych

Dariusz Chlebowski,
AGH Katedra Górnictwa Podziemnego

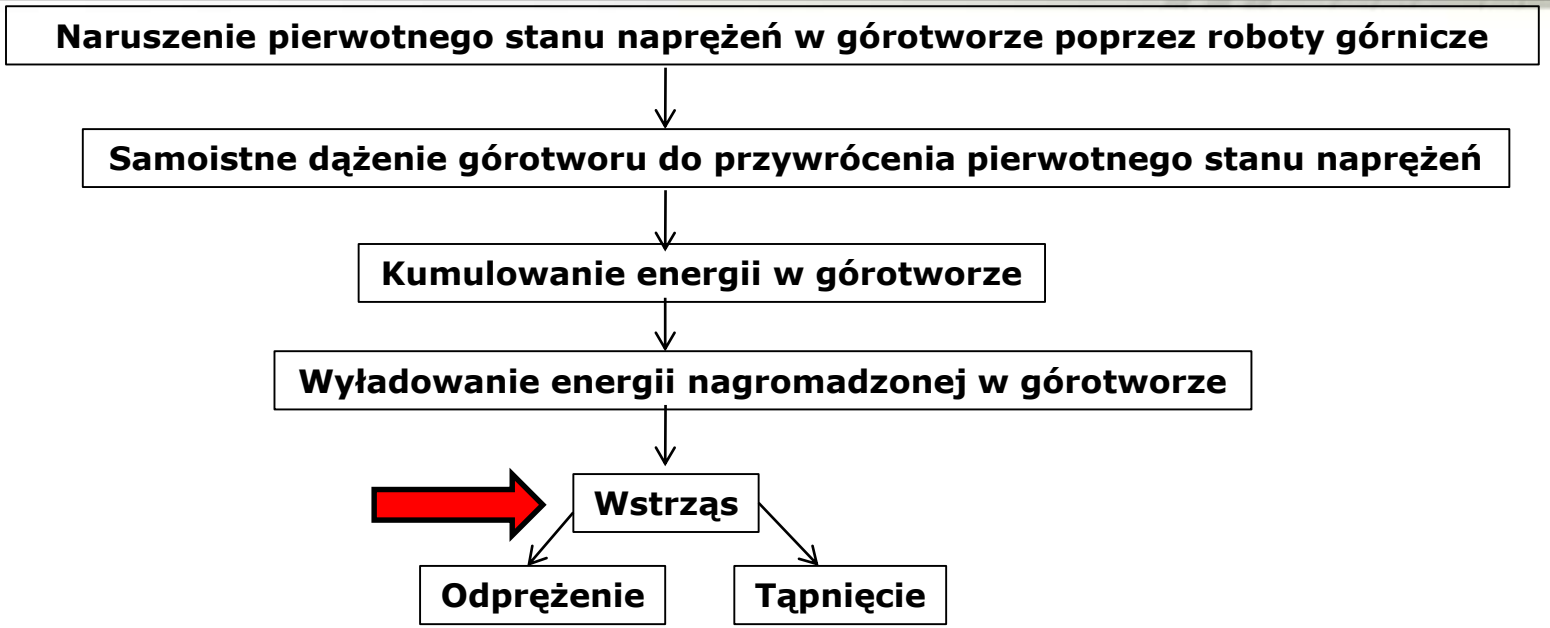
Marek Świeżowski
USŁUGI DLA GÓRNICTWA Sp. z o.o.

Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2018
Kraków, 26-28.02.2018

Plan prezentacji

W prezentacji poruszone zostaną następujące zagadnienia:

- **Wstęp oraz założenia do rozważań na zadany temat**
- **Przedstawienie podstawowych informacji o wybranych polach eksploatacyjnych**
- **Ogólne zestawienie aktywności sejsmicznej w wytypowanych polach eksploatacyjnych**
- **Analiza ilości wstrząsów względem lokalizacji dla poszczególnych pól eksploatacyjnych**
- **Analiza sumarycznej energii wstrząsów względem lokalizacji dla poszczególnych pól eksploatacyjnych**
- **Profilaktyka tąpaniowa, a wstrząsy sprowokowane**
- **Analiza ilości wstrząsów sprowokowanych względem lokalizacji dla poszczególnych pól eksploatacyjnych**
- **Analiza sumarycznej energii wstrząsów sprowokowanych względem lokalizacji dla poszczególnych pól eksploatacyjnych**
- **Porównanie wyników oraz podsumowanie i wnioski**



Czynniki rzutujące na poziom aktywności sejsmicznej:

- głębokość prowadzenia eksploatacji
- właściwości geomechaniczne górotworu
- litologia, stratygrafia, petrografia warstw skalnych
- skłonność pokładu do tąpań
- zawodnienie skał
- własności skał otaczających
- zaburzenia tektoniczne (uskoki, nasunięcia, przerosty itp.)
- miąższość złoża
- lokalizacja (calizna furty, otoczenie frontu, zroby)

Założenia

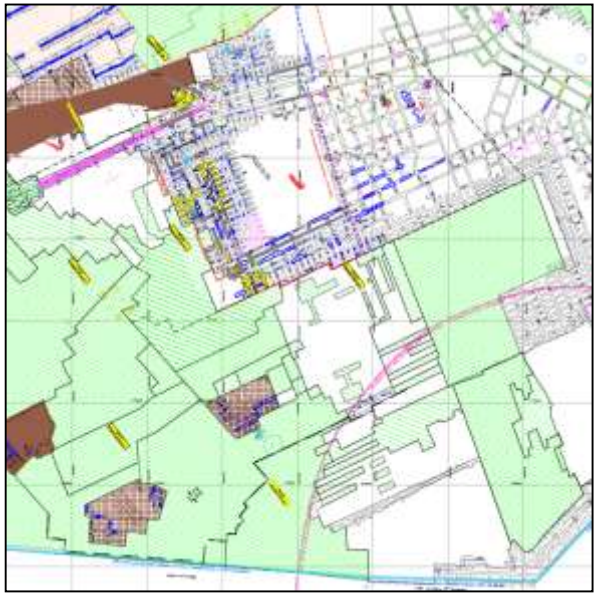
- **Kopalnia O/ZG „Rudna”**
- **Trzy różne rejony obszaru górniczego (RZ, RG, RP)**
- **Trzy pola eksploatacyjne o odmiennych miąższościach złoża**
- **Analiza bazy wstrząsów z KSGG przy O/ZG „Rudna” za okres od początku eksploatacji wybranych pól do końca roku 2015**
- **Wzięcie pod uwagę wszystkich zjawisk sejsmicznych o energii rzędu E3J i powyżej**
- **Przefiltrowanie zjawisk sejsmicznych tak by pogrupować je ze względu na lokalizację ich hipocentrów**
- **Ograniczenie do trzech podstawowych lokalizacji bez uwzględniania dalszych szczegółów:**

C – calizna (przed strefą roboczą) F- front (strefa robocza) Z – zroby (poza strefą roboczą)

- **Analiza wstrząsów niesprowokowanych, a następnie analogiczna analiza wstrząsów sprowokowanych**

Podstawowe informacje o wybranych polach eksploatacyjnych

Pole G-7/5 (duża miąższość)



- st. zagrożenia tąpaniami **III**
- miąższość złoża **4,0 - 14,5 m**
- kąt zapadania złoża **2-7˚,4-5˚,6-9˚**
- rozciągłość złoża **zmienna**
- głębokość zalegania **około 915 m**
- wytrzymałość na ściskanie Rc:

spąg 20 MPa, furta 71,3 MPa, strop 122,2 MPa

- Klasa spągu **I** , Klasa stropu **II**

Pole XX/1 (średnia miąższość)



- st. zagrożenia tąpaniami **II**
- miąższość złoża **0,2 – 13 m**
- kąt zapadania złoża **1-3˚**
- rozciągłość złoża **NW-SE**
- głębokość zalegania **około 1090 m**
- wytrzymałość na ściskanie Rc:

spąg 30,9 MPa, furta 54,3 MPa, strop 137,9 MPa

- Klasa spągu **II** , Klasa stropu **III**

Pole XIX/1 (mała miąższość)



- st. zagrożenia tąpaniami **III**
- miąższość złoża **1-6 – 4,0 m**
- kąt zapadania złoża **2-4˚**
- rozciągłość złoża **NW-SE**
- głębokość zalegania **około 1150 m**
- wytrzymałość na ściskanie Rc:

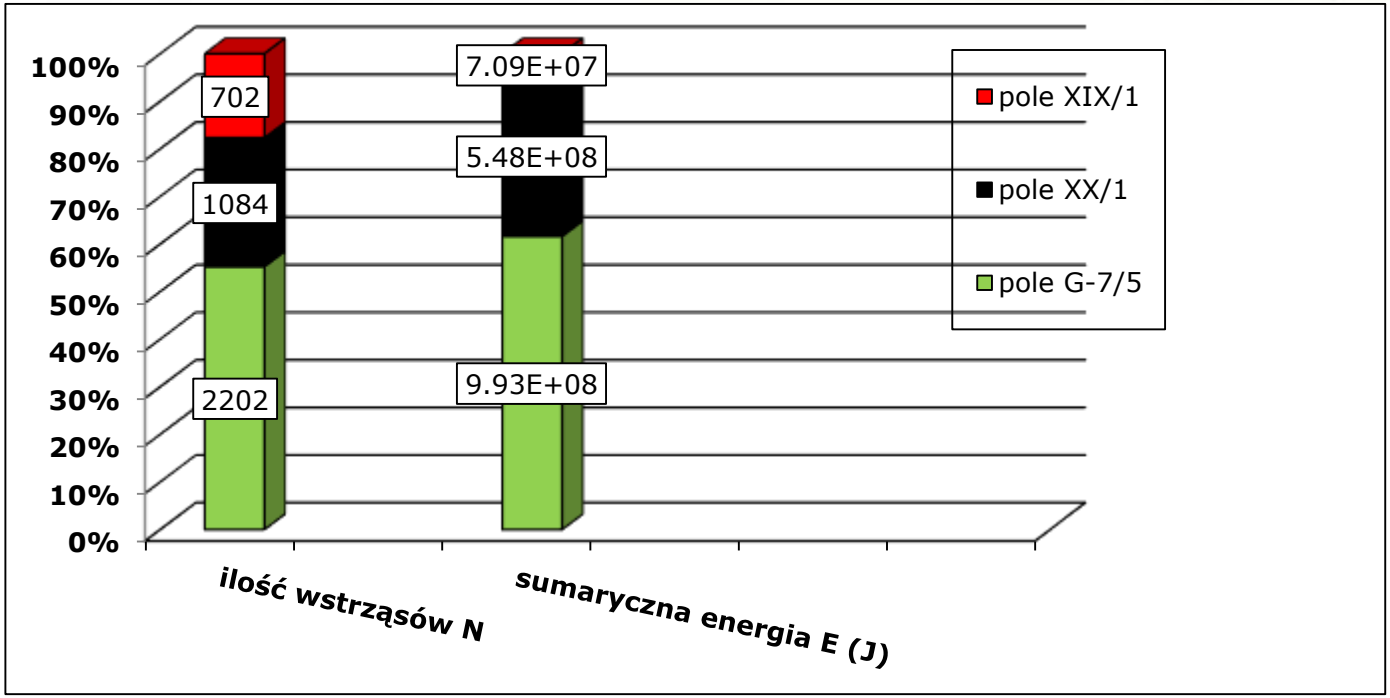
spąg 41,1 MPa, furta 81,0 MPa, strop 135,9 MPa

- Klasa spągu **II** , Klasa stropu **III**

Podstawowe informacje o wybranych polach eksploatacyjnych

	Pole G-7/5 (duża miąższość)	Pole XX/1(średnia miąższość)	Pole XIX/1 (mała miąższość)
Rok rozpoczęcia eksploatacji	**2002**	**2009**	**2011**
System eksploatacji	**- dla miąższości do 7,0 m eksploatacja prowadzona jest systemem komorowo- filarowym z upodatnieniem złoża i dodatkową ochroną stropu R-UO,** **- w części złoża o miąższości od 7,0 m do 9,0 m eksploatacja prowadzona jest systemem RG- 6 z likwidacją dolnej warstwy podsadzką suchą,** **- w części złoża o miąższości powyżej 9,0 m eksploatacja prowadzona jest systemem J-3S/PH lub RG-8 z podsadzką hydrauliczną.**	**- w przypadku, gdy miąższość złoża jest większa niż od 7,0 m eksploatacja prowadzona jest systemem RG-6 z likwidacją dolnej warstwy podsadzką suchą,** **- w części złoża o miąższości do 7,0 m eksploatacja prowadzona jest systemem komorowo-filarowym z upodatnieniem złoża i dodatkową ochroną stropu R-UO.**	**-eksploatacja prowadzona jest systemem komorowo- filarowym z upodatnieniem złoża i dodatkową ochroną stropu R-UO.**
Długość frontu eksploatacyjnego	**600 m**	**450 m**	**530 m**

Ogólne zestawienie aktywności sejsmicznej w wybranych polach eksploatacyjnych



- **Pole G-7/5 (duża miąższość)**

2202 wstrząsy z czego 677 sprowokowanych
suma energii wstrząsów 9,93E8J z czego 5,57E8J to wynik prowokacji

- **Pole XX/1 (średnia miąższość)**

1084 wstrząsy z czego 282 sprowokowanych
suma energii wstrząsów 5,48E8J z czego 2,40E8J to wynik prowokacji

- **Pole XIX/1 (mała miąższość)**

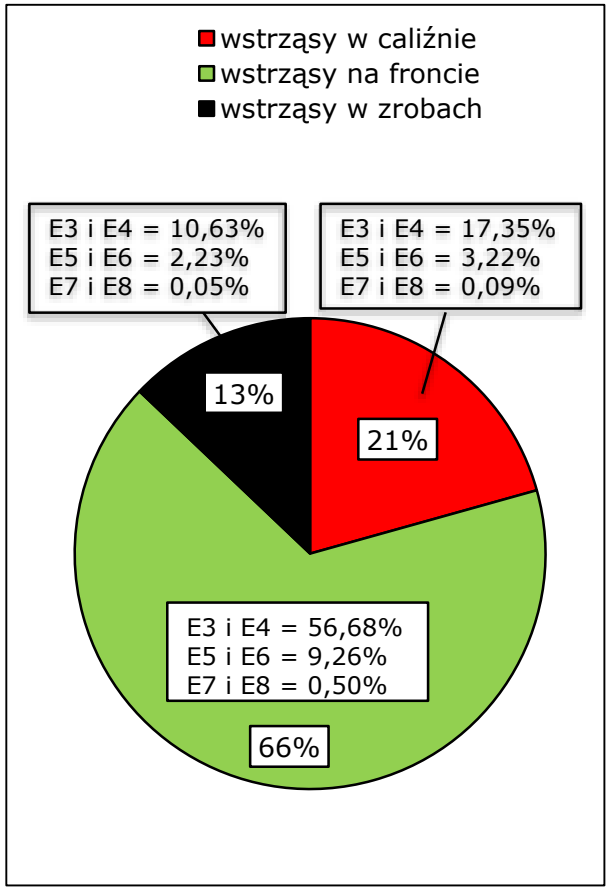
702 wstrząsy z czego 166 sprowokowanych
suma energii wstrząsów 7,09E7J z czego 2,02E7J to wynik prowokacji

Największa skuteczność aktywnej profilaktyki tąpaniowej
Ilościowo – 30,7%
Energetycznie – 56,1%

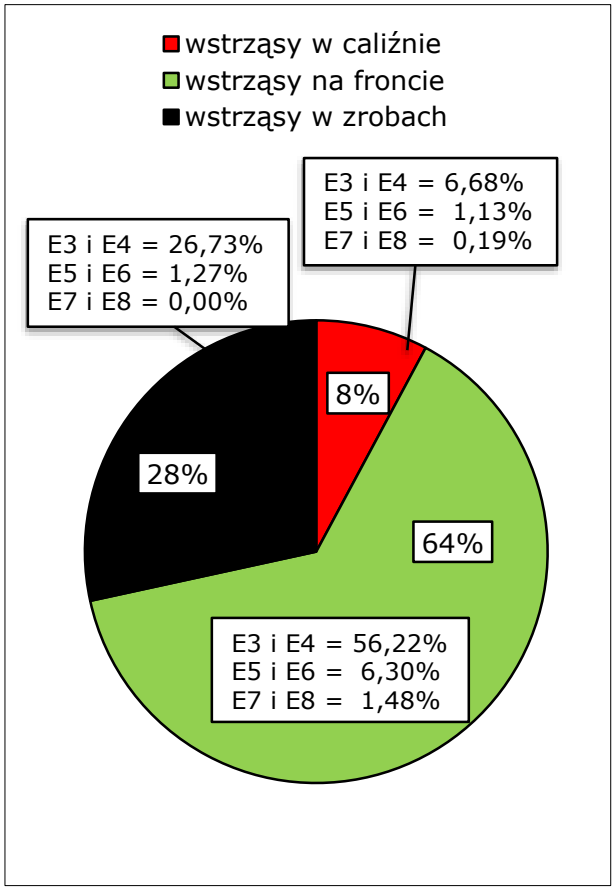
Najmniejsza skuteczność aktywnej profilaktyki tąpaniowej
Ilościowo – 23,6%
Energetycznie – 28,5%

Analiza ilości wstrząsów względem lokalizacji

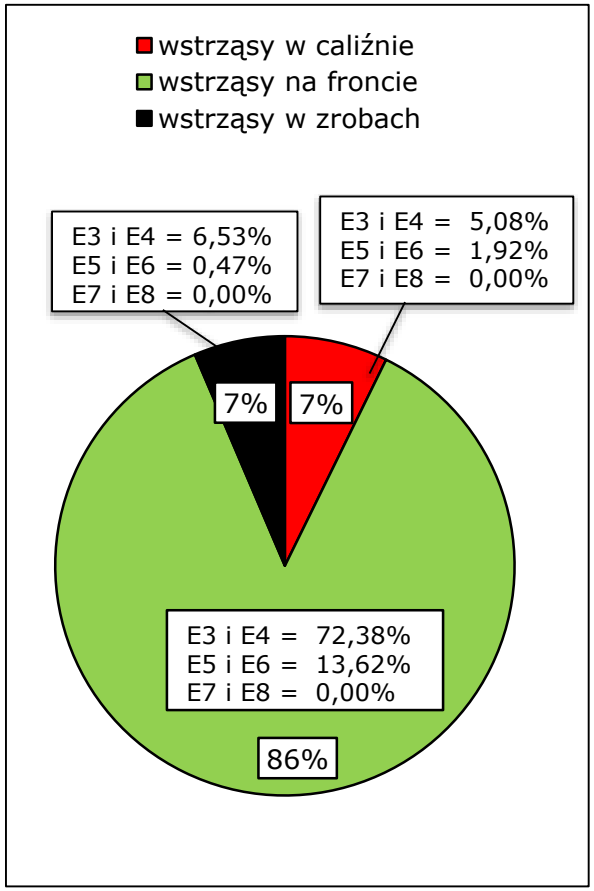
Pole G-7/5



Pole XX/1

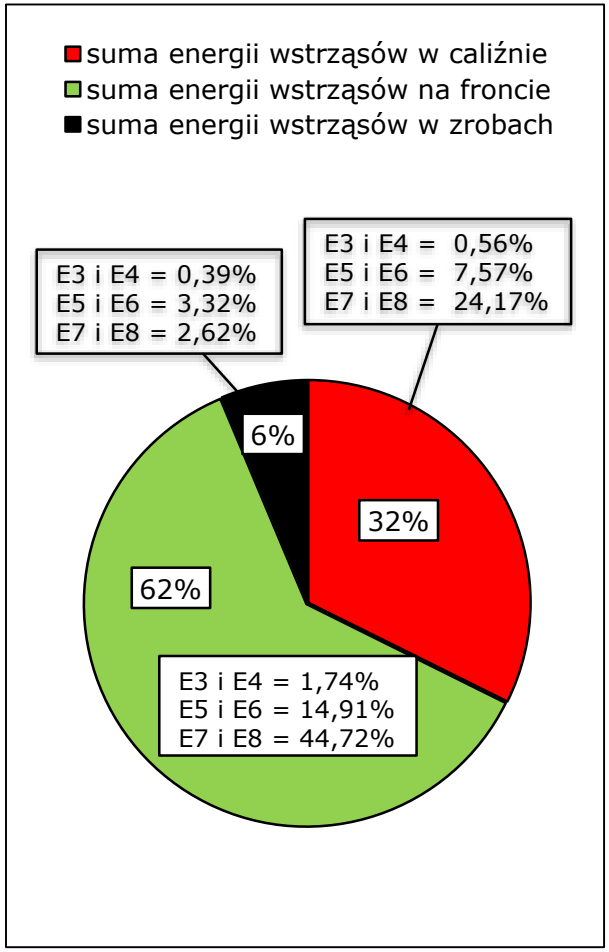


Pole XIX/1

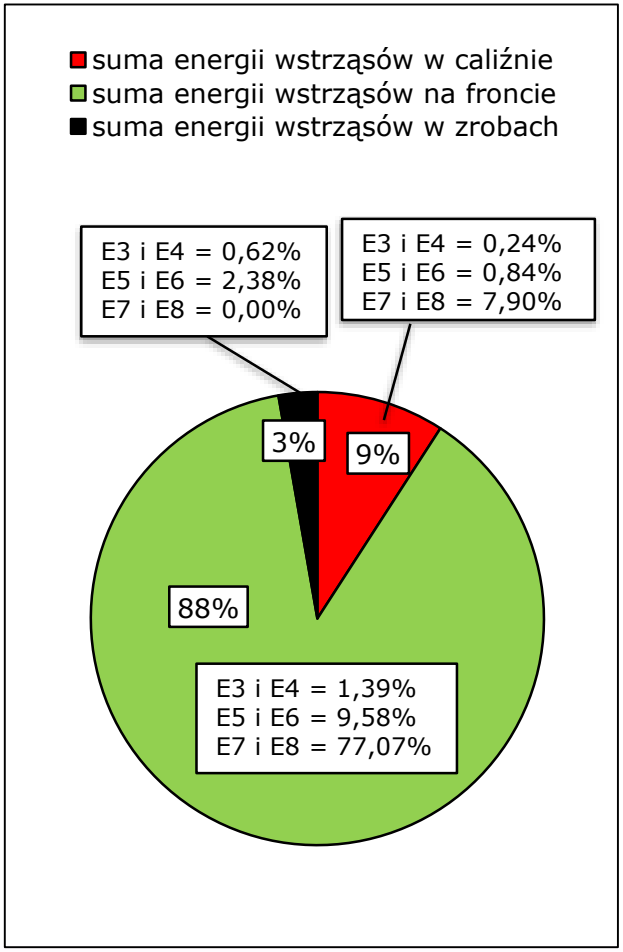


Analiza sumarycznej energii wstrząsów względem lokalizacji

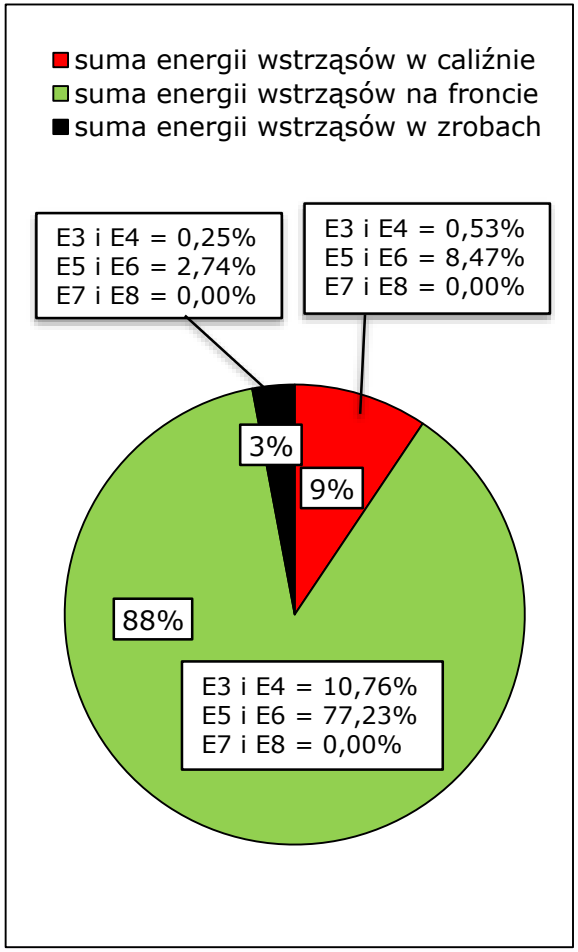
Pole G-7/5



Pole XX/1



Pole XIX/1



Profilaktyka tąpaniowa, a wstrząsy sprowokowane

Profilaktyka tąpaniowa realizowana przez O/ZG „Rudna”

Ocena

- obserwacje wizualno-akustyczne
- ciągłe obserwacje sejsmologiczne
- pomiary konwergencji
- pomiary deformacji otworów wiertniczych czujnikami typu OCO i OCS
- pomiary rozwarstwień stropu za pomocą wziernika peryskopowego
- pomiary mikroprocesorowym licznikiem trzasków MLT-3
- niwelacja stropu
- kontrola obudowy

Zwalczanie

Pasywne

- odpowiednie kierowanie stropem
- stosowanie odpowiedniej długości frontów
- rozcinka złoża prowadzona wyrównaną linią przodków z zachowaniem wyprzedzenia skrajnych komór na skrzydłach frontu
- odpowiednie ułożenie linii kierunku i postępu frontu
- odpowiednia geometria pozostawianych filarów
- w przypadku wystąpienia w przodkach stref piaskowca o spoiwie anhydrytowym zaleca się regulowanie smukłości przesztywnionych filarów poprzez zwiększenie szerokości wyrobisk przy stropie w celu uzyskania wymiarów wykluczających kumulowanie energii sprężystej

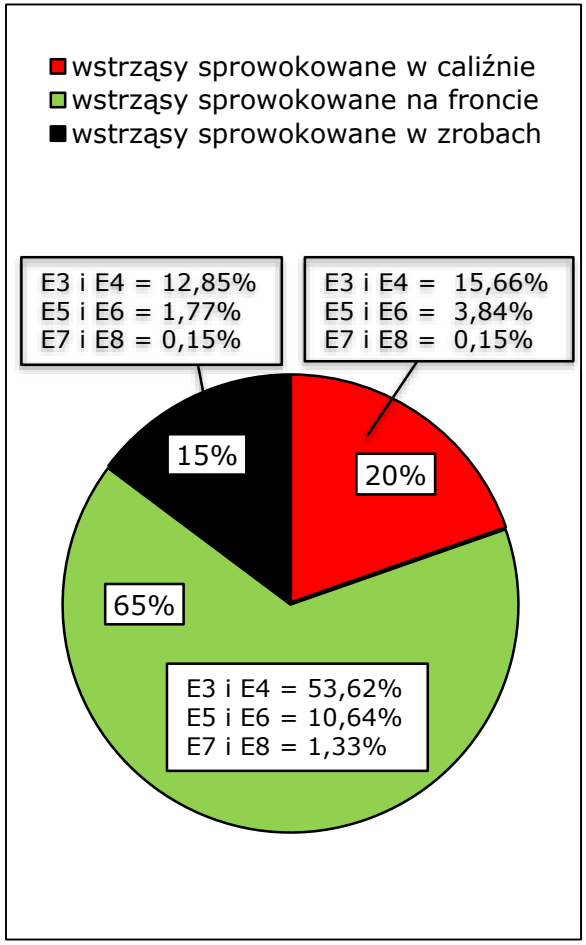
Aktywne

- rygor grupowego strzelania przodków
- wykonywanie strzelania urabiająco-odprężającego zwiększoną ilością przodków zlokalizowanych w strefie nieupodatnionej
- wykonywanie strzelań długich otworów odprężających wraz z przodkami
- wykonywanie strzelań odpreżających w spągu

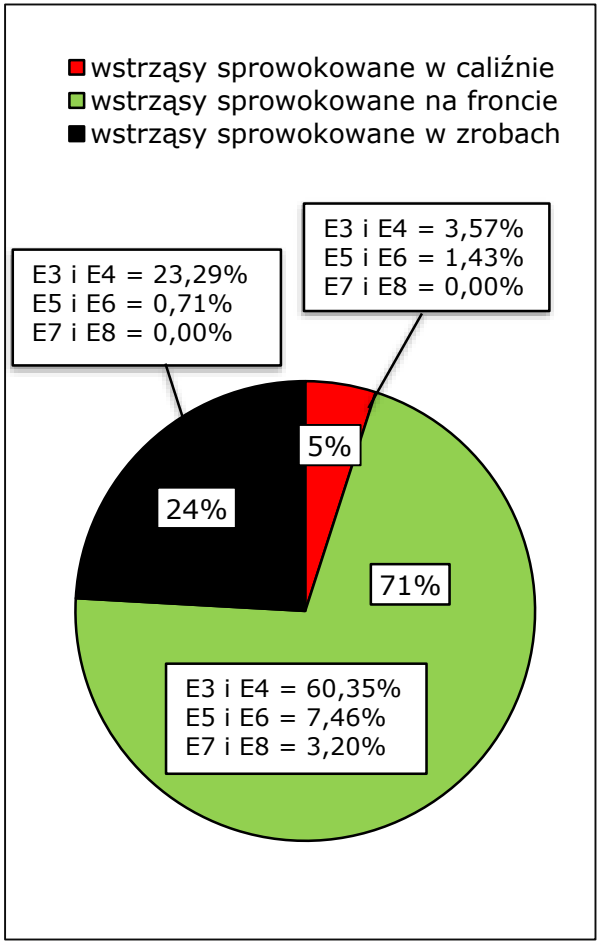
To czy dany wstrząs można uznać za sprowokowany zależy od faktu czy wystąpił on w odgórnie ustalonym czasie wyczekiwania po robotach strzałowych

Analiza ilości wstrząsów sprowokowanych względem lokalizacji

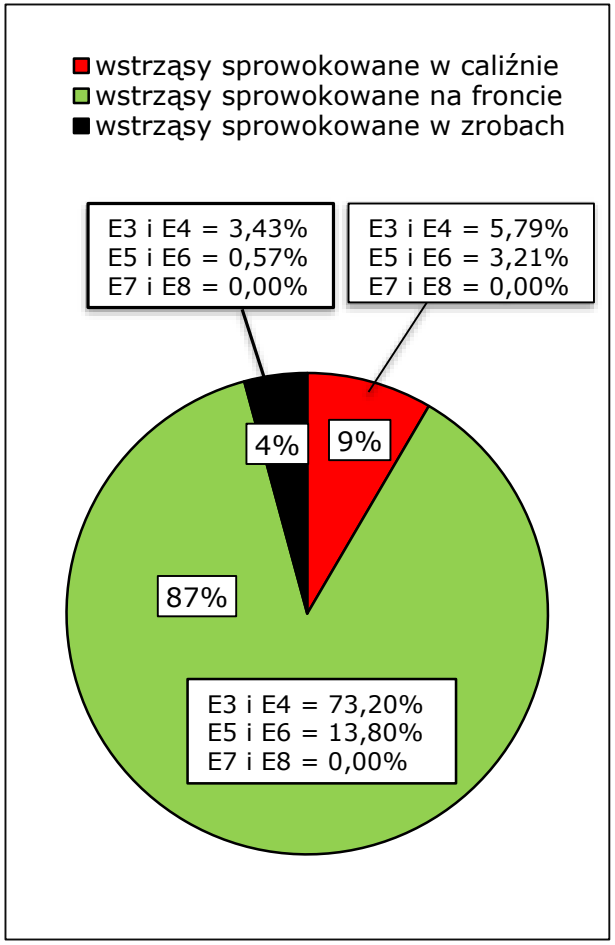
Pole G-7/5



Pole XX/1

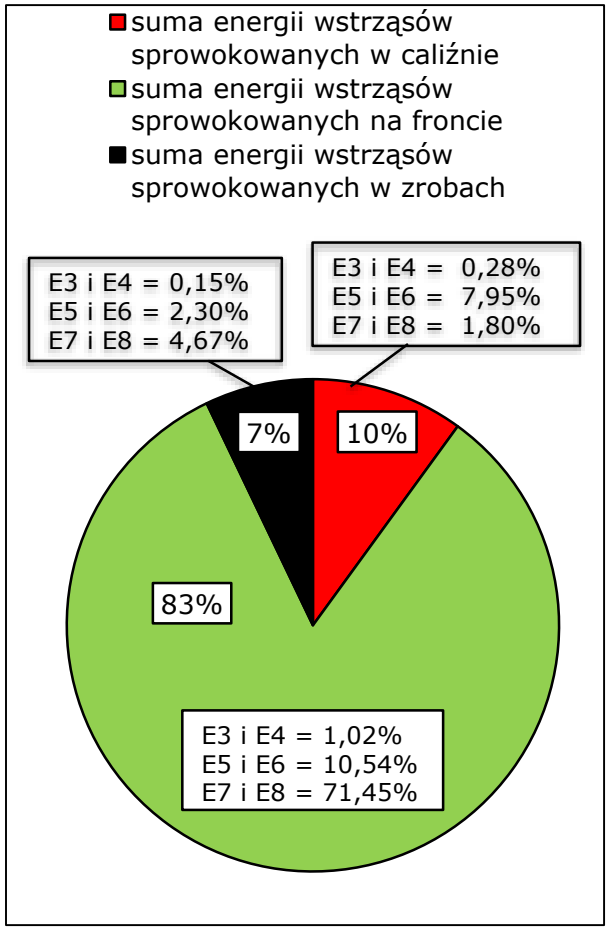


Pole XIX/1

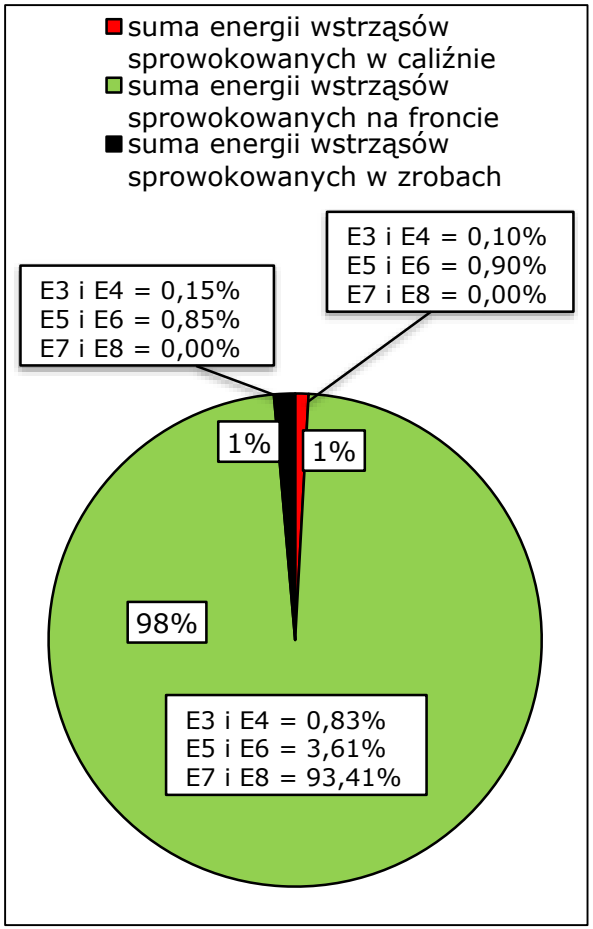


Analiza sumarycznej energii wstrząsów sprowokowanych względem lokalizacji

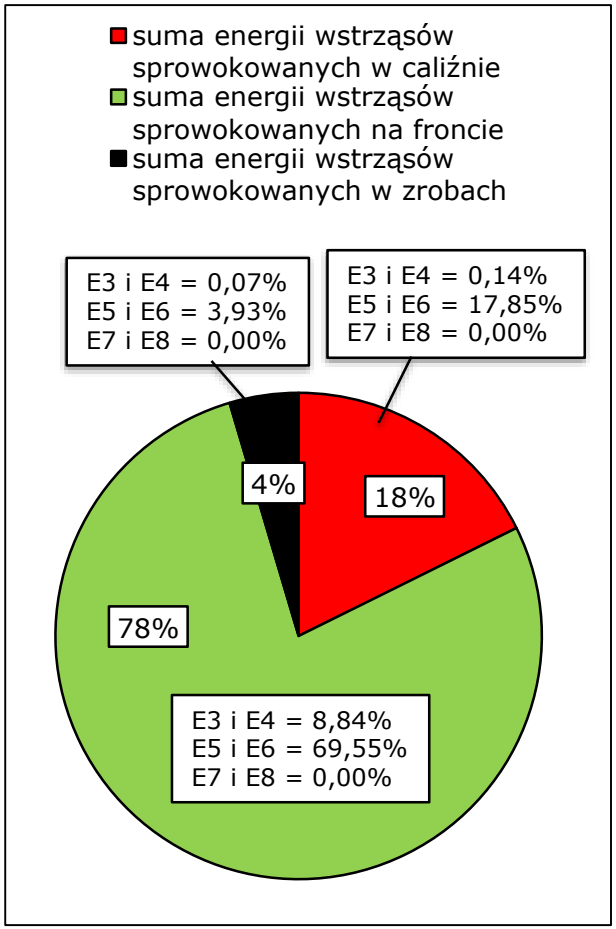
Pole G-7/5



Pole XX/1



Pole XIX/1



Porównanie wyników

		Pole G-7/5 duża miąższość	Pole XX/1 średnia miąższość	Pole XIX/1 mała miąższość
Udział procentowy ilości wstrząsów względem lokalizacji	Calizna	21%	8%	7%
	Front	66%	64%	86%
	Zroby	13%	28%	7%
Udział procentowy sumarycznej energii wstrząsów względem lokalizacji	Calizna	32%	9%	9%
	Front	62%	88%	88%
	Zroby	6%	3%	3%
Udział procentowy ilości wstrząsów sprowokowanych względem lokalizacji	Calizna	20%	5%	9%
	Front	65%	71%	87%
	Zroby	15%	24%	4%
Udział procentowy sumarycznej energii wstrząsów sprowokowanych względem lokalizacji	Calizna	10%	1%	18%
	Front	83%	98%	78%
	Zroby	7%	1%	4%
Udział procentowy ilości wstrząsów zlokalizowanych i niezlokalizowanych		80/20 [%]	78/22 [%]	79/21 [%]
Udział procentowy sumarycznej energii wstrząsów zlokalizowanych i niezlokalizowanych		87/13 [%]	99/1 [%]	95/5 [%]

Podsumowanie i wnioski

- **W otrzymanych relacjach zauważalna jest znaczna nierównomierność poszczególnych rozkładów ilościowych oraz energetycznych zarówno w odniesieniu do całej populacji wstrząsów jak i w grupie wstrząsów sprowokowanych**

- **Ze wzrostem miąższości rośnie ilość zjawisk o najwyższych energiach sejsmicznych, w polu G-7/5** (największa miąższość) **odnotowano wstrząsy rzędu E8J** (3) **i E7J** (18)**, w polu XX/1** (pośrednia miąższość) **odnotowano wyłącznie E7J** (20)**, zaś w polu XIX/1** (najmniejsza miąższość) **nie rejestrowano zdarzeń w tych klasach energetycznych**

- **Duży odsetek energii wstrząsów emitowanej w bliskim otoczeniu strefy roboczej przekłada się bezpośrednio na wysoki poziom zagrożenia zjawiskami dynamicznym, w polu XX/1 i XIX/1 zaobserwowano największy udział takich zjawisk** (88%)

- **Bez względu na miąższość złoża w każdym z pól najwięcej wstrząsów wystąpiło na froncie robót rozcinkowych, to także przełożyło się na największą wartość sumarycznego wydatku energetycznego tych zjawisk** (taka sama zależność tyczyła się wstrząsów sprowokowanych czyli zaistniałych w czasie wyczekiwania)

- **W odniesieniu do lokalizacji ognisk w obszarze pozostałych elementów systemu eksploatacji** (zroby, calizna)**, więcej zjawisk w każdym polu zaistniało w caliźnie** (przed frontem) **niż w zrobach** (poza strefą roboczą) **tyle, że w ujęciu energetycznym; ilościowo analogiczny rozkład uzyskano tylko w polu G-7/5, odwrotny stan rzeczy miał się w polu XX/1** (więcej wstrząsów w zrobach)**, natomiast w polu XIX/1 zarówno w zrobach jak i w caliźnie udziały były sobie tożsame**

- **W podgrupach klas energetycznych widoczna jest przewaga wstrząsów o najniższych energiach** (E3J i E4J) **po stronie zrobów/frontu** (zarówno dla całej populacji zdarzeń jak i dla tych sprowokowanych)**; w przypadku wstrząsów wysokoenergetycznych** (od E5J) **waga udziałów ilościowych przesuwa się w kierunku obszarów frontu/calizny pól eksploatacyjnych**

Dziękuję za uwagę.

Dariusz Chlebowski,
AGH Katedra Górnictwa Podziemnego

Marek Świeżowski
USŁUGI DLA GÓRNICTWA Sp. z o.o.

Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2018
Kraków, 26-28.02.2018



JSW SA
KWK Knurów-Szczygłowice

Wydobywamy to, co najlepsze

Praktyczne doświadczenia, obserwacje i podsumowanie efektywności pracy kompleksu ścianowego ściany VII w pokładzie 408/1 i 408/2 w KWK „Knurów-Szczygłowice gdzie Wykonawca zobowiązał się do kompleksowego doboru maszyn i urządzeń gwarantujących właściwą współpracę oraz średnią dobową wydajność (wydobycie) brutto w każdym miesiącu rozliczeniowym (kalendarzowym) w wysokości nie mniejszej niż 6 000 t/dobę

Podstawowe dane ściany VI oraz ściany VII w pokładzie 408/1 i 408/2

JSW SA
KWK Knurów-Szczygłowice

Wydobywamy to, co najlepsze

PODSTAWOWE DANE	ŚCIANA VI	ŚCIANA VII
Pokład	408/1 i 408/2	
Długość ściany	324 - 330 m	239-249 m
Wysokość eksploatacyjna ściany	2,0 - 2,7m	3,5-4,4m
Nachylenie podłużne ściany	od 13° do 22° (średnie 16° do 19°)	od 15° do 25°
Nachylenie poprzeczne ściany	-10° ÷ +15°	-10° ÷ +12°
Wybieg ściany	899 m	685 m
System eksploatacji	podłużny z zawałem stropu	
Zabiór	0,65m	0,85m

Zagrożenia naturalne
ściana VI oraz w ściana VII w pokładzie 408/1 i 408/2

JSW SA
KWK Knurów-Szczygłowice

Wydobywamy to, co najlepsze

ZAGROŻENIA NATURALNE	ŚCIANA VI	ŚCIANA VII
Kategoria zagrożenia metanowego	I KZM pole III KZM	
Stopień zagrożenia tąpaniami	pokład niezagrożony tąpaniami	
Klasa zagrożenia wybuchem pyłu węglowego	klasa B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego	
Stopień zagrożenia wodnego	I i II stopień zagrożenia wodnego	I stopień zagrożenia wodnego
Grupa samozapalności węgla	II (mała skłonność węgla do samozapalenia)	
Okres inkubacji pożaru	73 dni	pokł. 408/1 – 81 dni, pokł. 408/2 - 83 dni

Rodzaj i typ obudowy zmechanizowanej, maszyn i urządzeń

JSW SA
KWK Knurów-Szczygłowice

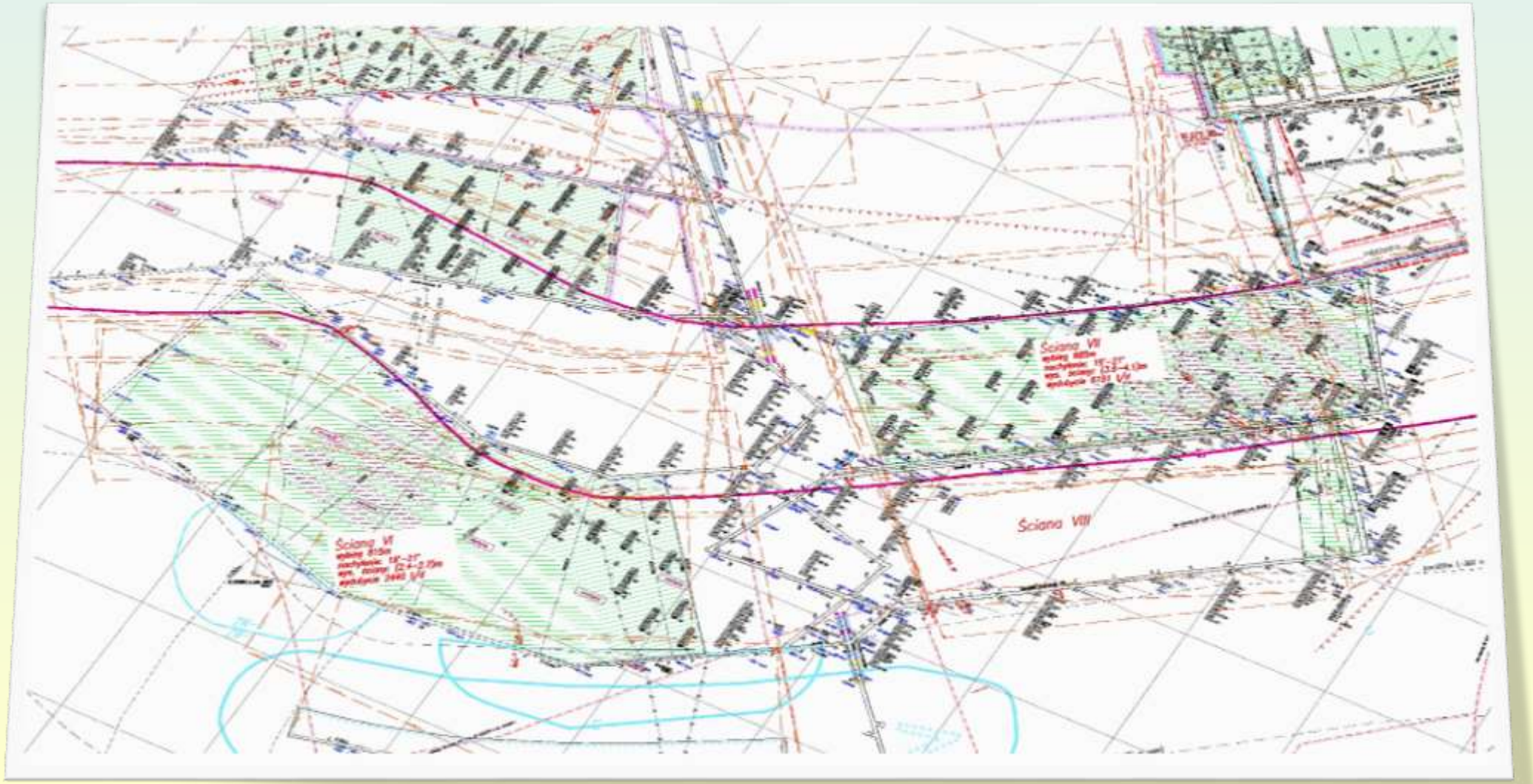
Wydobywamy to, co najlepsze

RODZAJ I TYP MASZYN I URZĄDZEŃ	ŚCIANA VI	ŚCIANA VII
Typ obudowy	BW 08/22 Oz-MR, Fazos 12/28 POz-B , ZBMD 12/28-Poz, Pioma-Jankowice 19/32.8-Oz	FRS-19/45-2x3056 sekcja liniowa I FRS-19/45-2x3056 sekcja liniowa II
Typ kombajnu	KSW- 475/BPH	FS 400/1,0 nr 330
Typ przenośnika ścianowego	Rybnik - 295/842/BP/WB	PSZ-850/3x105/315 Nowomag
Typ przenośnika podścianowego	Grot 750 z napędem K200	PPZ-850/1x105/315 Nowomag
Typ kruszarki	KKBW-1 (na trasie przenośnika podścianowego)	KD-1600 (na trasie przenośnika podścianowego) SKK-3 (na trasie przenośnika ścianowego)
Urządzenie stojakowo podporowe	———	PEGAZ/ II
Urządzenie do przesuwania przenośnika podścianowego	USPP-1	UPZP-1200 Nowomag

Mapa rejonu ściany VI oraz ściany VII w pokładzie 408/1 i 408/2 (system przewietrzania typu „U”)

JSW SA
KWK Knurów-Szczygłowice

Wydobywamy to, co najlepsze



System wizualizacji kompleksu ścianowego
Budowa i zasady działania

JSW SA
KWK Knurów-Szczygłowice

Wydobywamy to, co najlepsze

- **SIEĆ ETHERNET – umożliwia transmisje wymiany danych pomiędzy poszczególnymi urządzeniami FAMUR S.A.**

- **MODEMY SHDSL – wraz z telefonicznymi barierami iskrobezpiecznymi umożliwiają transmisję sieci ETHERNET na duże odległości. Przy wykorzystaniu tradycyjnej linii telefonicznej zrealizowano komunikację pomiędzy poszczególnymi węzłami sieci transmisyjnej oraz powierzchnią**

- **Dwa komputery MPC I - zabudowane w odstawczym chodniku przyścianowym w rejonie ściany, które odpowiedzialne są za:**
  - ✓ **obsługę i podgląd systemu FAMAC RSPC służącego do monitorowania ciśnienia w stojakach obudów zmechanizowanych**
  - ✓ **za wizualizację pracy całego kompleksu ścianowego jak oraz za odbiór danych z kombajnu ścianowego**



- **KONCENTRATOR emDC - za pomocą linii telefonicznej przesyła dane ze stacji zasilających, z systemu łączności głośnomówiącej i blokad do kolejnego węzła sieci, zabudowanego w rejonie wagi taśmowej REX-01 a następnie do kolejnego węzła sieci, który zabudowany jest w rejonie pomp wysokociśnieniowych, skąd transmisja odbywa się już bezpośrednio do serwera firmy FAMUR**

- **SERWER FIRMY FAMUR – udostępnia dane dla wszystkich aplikacji klienckich FAMAC DATA CLIENT zainstalowanych na komputerach podłączonych do kopalnianej sieci komputerowej LAN.**

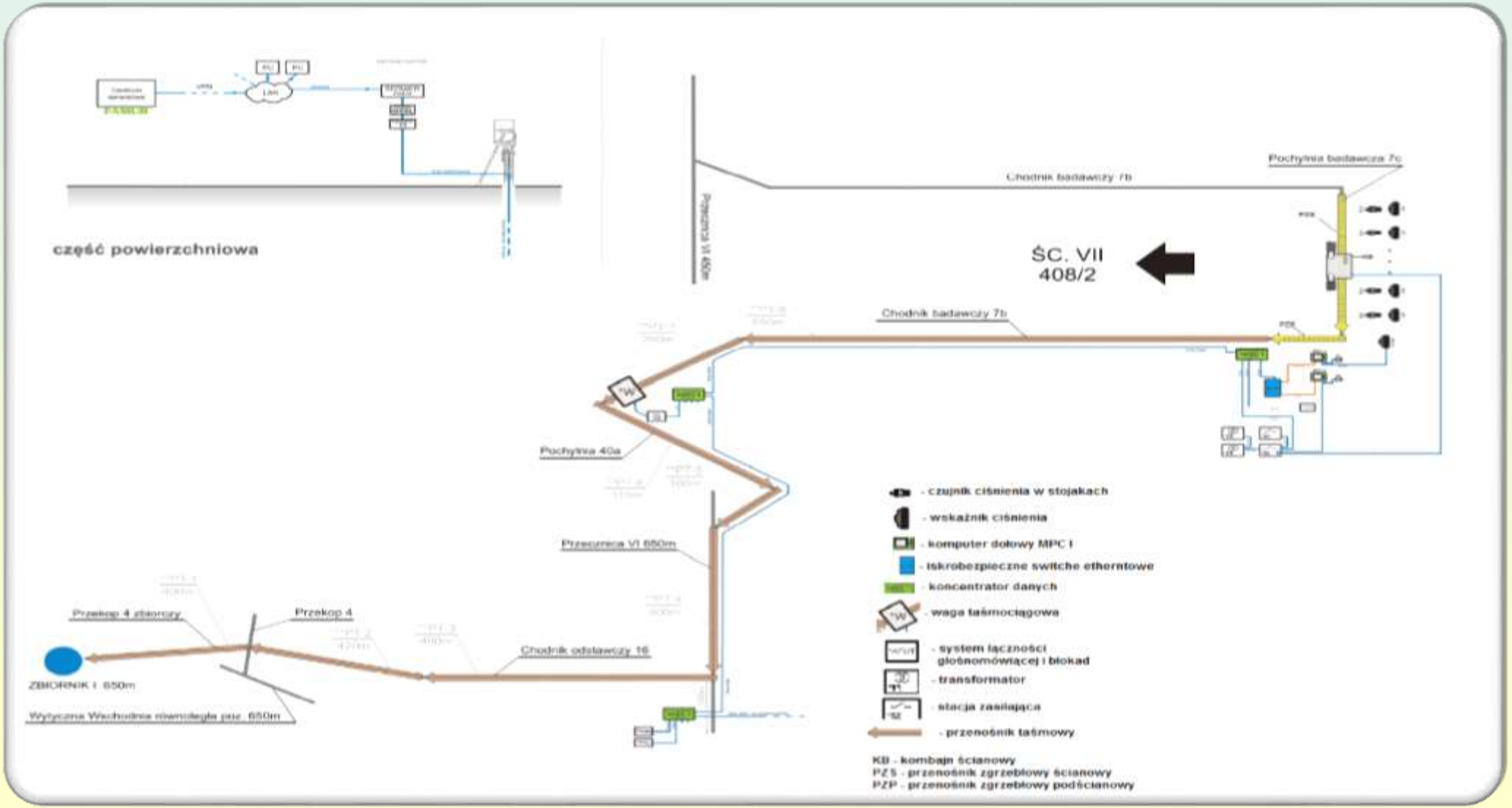
- **Dane diagnostyczne pochodzące z kompleksu ścianowego przetwarzane i archiwizowane są przy pomocy serwera powierzchniowego**

Schemat rozmieszczenia urządzeń w ścianie VII w pokładzie 408/1 i 408/2

System e-kopalnia

JSW SA
KWK Knurów-Szczygłowice

Wydobywamy to, co najlepsze

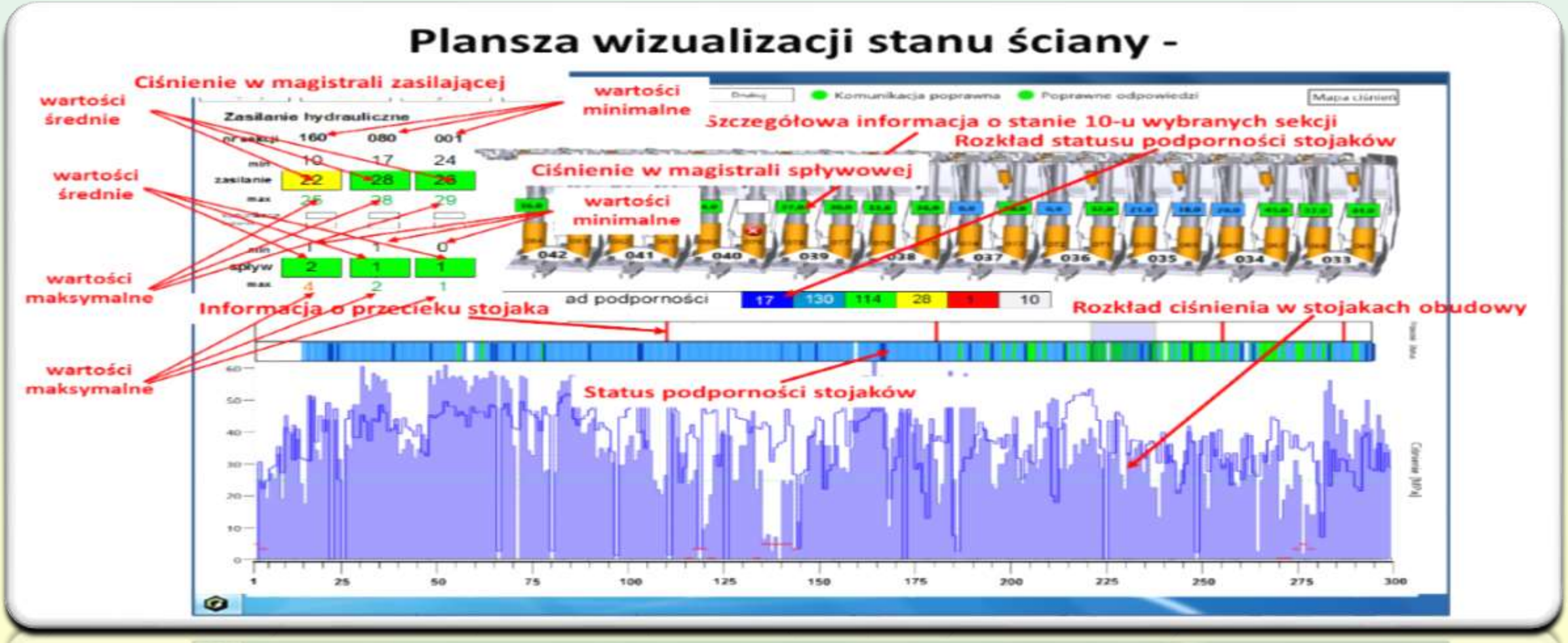


Wizualizacja pracy kompleksu ścianowego

JSW SA
KWK Knurów-Szczygłowice

Wydobywamy to, co najlepsze

Wizualizacja z komputera MPC I

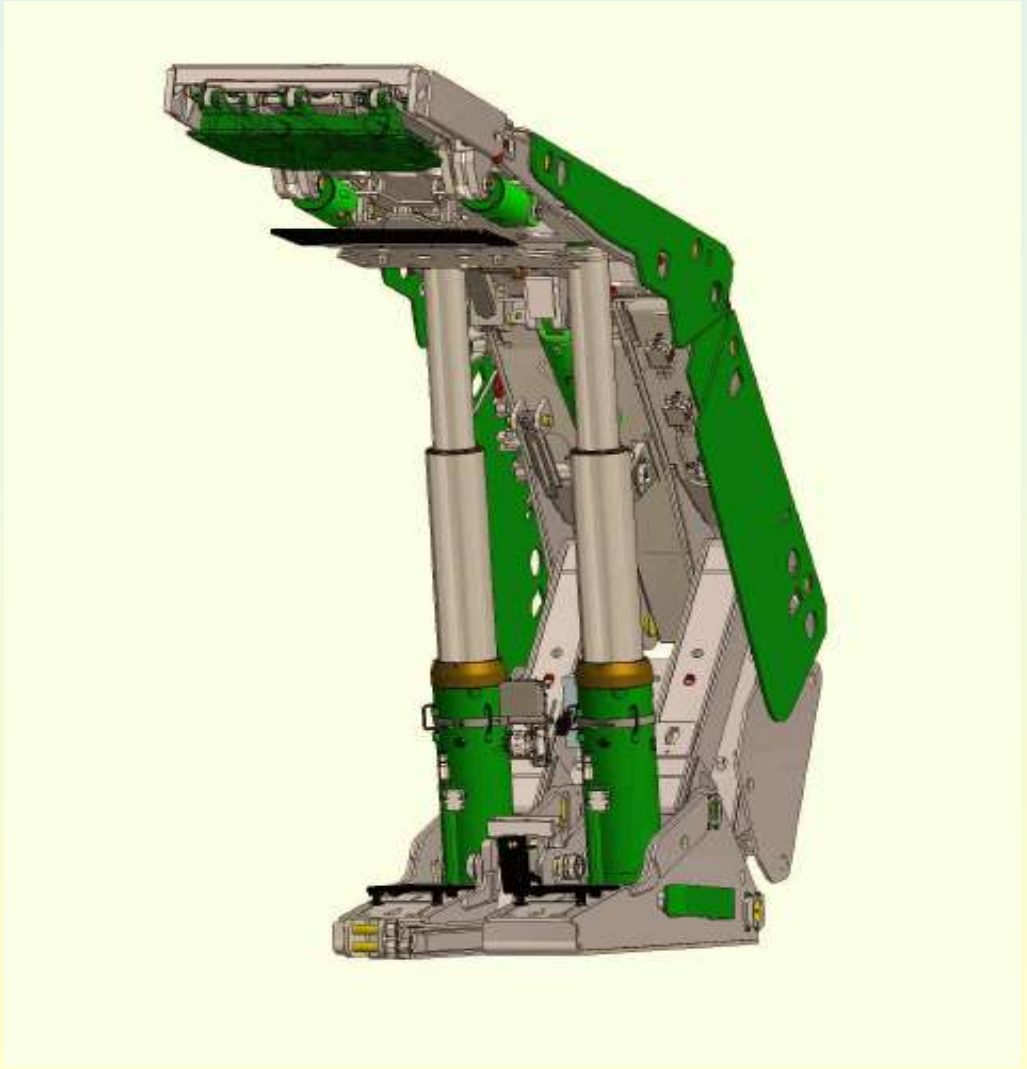


Parametry techniczne obudowy zmechanizowanej FRS 19/45-2x3056

JSW SA
KWK Knurów-Szczygłowice

Wydobywamy to, co najlepsze

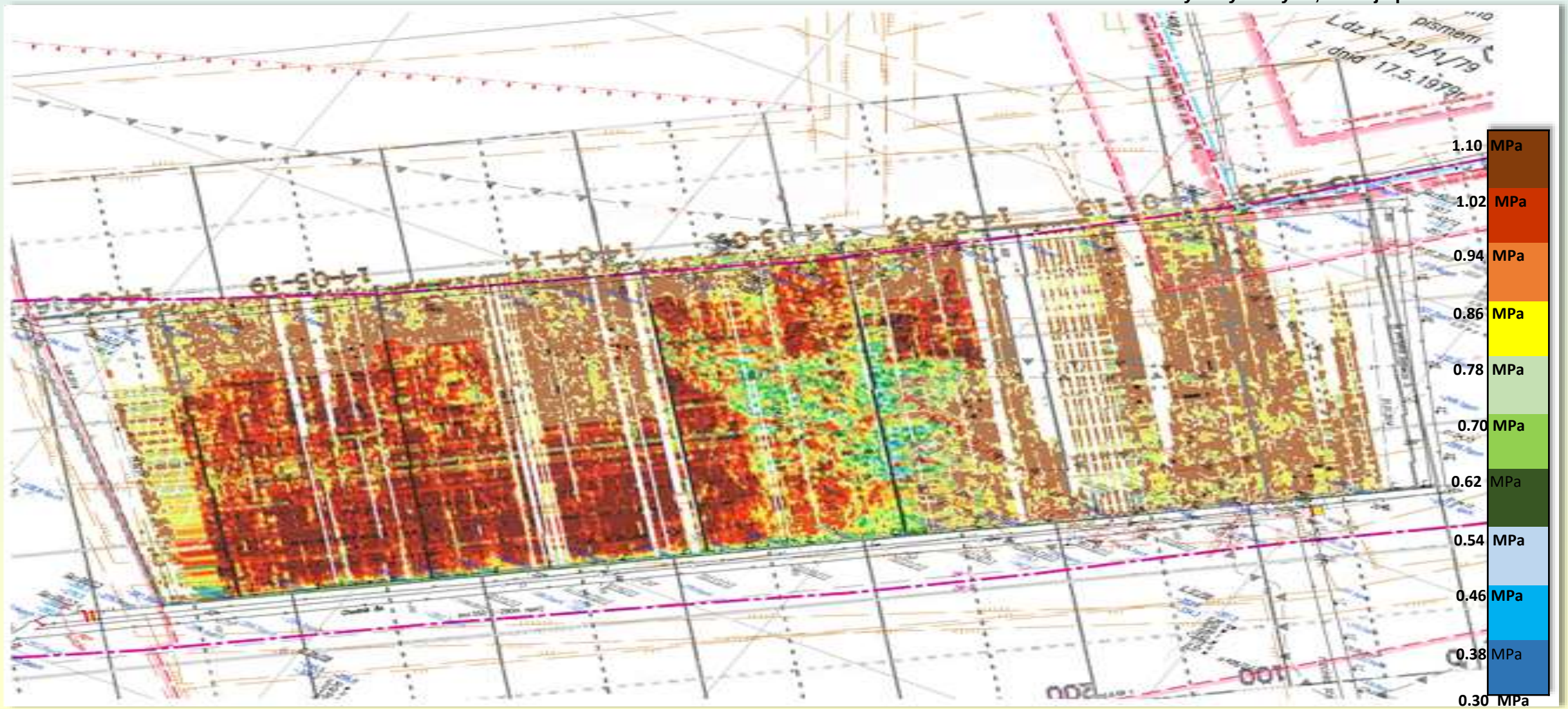
Parametr	j.m.	Wartość
Wysokość obudowy min.	m	1,9
Wysokość obudowy maks.	m	4,5
Zakres pracy	m	2,1÷4,4
Nachylenie podłużne pokładu	stopnie	do 35º
Nachylenie poprzeczne pokładu	stopnie	± 15º
Podziałka obudowy	m	1,5
Liczba stojaków hydraulicznych	szt.	2
Krok sekcji	m	0,85
Nacisk na spąg (met. Jacksona)	MPa	4,87
Podporność obudowy	MN/m^2	0,75÷0,80
Podporność wstępna stojaka (25 MPa)	kN	2 011
Podporność wstępna stojaka (30 MPa)	kN	2 413
Podporność wstępna stojaka (38 MPa)	kN	3 056
Siła przesuwu sekcji	kN	603
Siła przesuwu przenośnika	kN	292
Ciśnienie zasilania	MPa	25÷30
Maks. temperatura pracy obudowy	ºC	55
Czynniki robocze	-	Ciecze hydrauliczne typu HFAE wg ISO 7745:1989 np. emulsja 0,5÷1% oleju EMULKOP EKO lub HYDROKOP w wodzie



Ściana VII pokład 408/1 i 408/2 KWK "Knurów-Szczygłowice„
Wartości ciśnienia w przestrzeni podtłokowej stojaków obudowy zmechanizowanej

JSW SA
KWK Knurów-Szczygłowice

Wydobywamy to, co najlepsze



Pomiary wydobycia ze ściany VII w pokładzie 408/1 i 408/2
Odczyt z wagi REX-01

JSW SA
KWK Knurów-Szczygłowice

Wydobywamy to, co najlepsze

Dzień	19-1-2014	20-1-2014	21-1-2014	22-1-2014	23-1-2014	24-1-2014	25-1-2014	26-1-2014	27-1-2014	28-1-2014	29-1-2014	30-1-2014	31-1-2014	1-2-2014	2-2-2014	3-2-2014	4-2-2014	5-2-2014	6-2-2014	7-2-2014	8-2-2014	9-2-2014
Zmiana A tyś. T/zm	8	2 310	1 596	2 214	485	2 365	0	0	2 552	1 665	2 295	992	2 123	3 160	0	2 755	2 022	1 646	928	1 636	2 346	36
Zmiana B tyś. T/zm	0	2 597	1 530	2 585	1 695	2 756	1 545	1 225	1 846	2 643	2 418	2 329	3 340	0	1 200	2 195	1 915	2 129	2 792	2 527	0	0
Zmiana C tyś. T/zm	0	2 603	2 402	2 323	2 805	2 432	0	681	2 408	2 708	1 699	2 689	560	0	0	1 683	1 288	2 067	2 388	2 672	0	0
Zmiana D tyś. T/zm	0	2 614	1 505	1 223	1 685	1 130	0	0	2 622	2 093	3 004	2 896	1 370	0	650	2 357	2 552	1 563	2 464	1 251	0	919
SUMA tyś. T/dobę	**8**	**10 124**	**7 033**	**8 345**	**6 670**	**8 683**	**1 545**	**1 906**	**9 428**	**9 109**	**9 416**	**8 906**	**7 393**	**3 160**	**1 850**	**8 990**	**7 777**	**7 405**	**8 572**	**8 086**	**2 346**	**955**
Dzień	10-2-2014	11-2-2014	12-2-2014	13-2-2014	14-2-2014	15-2-2014	16-2-2014	17-2-2014	18-2-2014	19-2-2014	20-2-2014	21-2-2014	22-2-2014	23-2-2014	24-2-2014	25-2-2014	26-2-2014	27-2-2014	28-2-2014	1-3-2014	2-3-2014	3-3-2014
Zmiana A tyś. T/zm	2 135	1 152	1 237	2 169	1 760	0	1 225	0	1 337	2 398	1 821	798	0	0	2 045	1 587	2 043	1 712	2 228	352	0	493
Zmiana B tyś. T/zm	2 270	2 347	3 006	2 995	822	2 555	3 085	2 789	3 169	2 496	3 184	2 633	0	0	3 404	3 388	2 827	2 483	449	182	0	215
Zmiana C tyś. T/zm	1 665	2 394	3 356	3 047	0	3 125	3 181	3 141	3 547	4 022	2 943	2 721	0	0	2 785	2 288	1 020	2 475	799	0	0	1 179
Zmiana D tyś. T/zm	2 002	2 725	3 306	2 994	0	2 562	1 925	2 448	3 355	3 531	3 320	2 738	0	2 929	1 888	956	2 960	1 607	180	0	1	75
SUMA tyś. T/dobę	**8 072**	**8 618**	**10 905**	**11 205**	**2 582**	**8 242**	**9 416**	**8 378**	**11 408**	**12 447**	**11 268**	**8 890**	**0**	**2 929**	**10 122**	**8 219**	**8 850**	**8 277**	**3 656**	**534**	**1**	**1 962**
Dzień	4-3-2014	5-3-2014	6-3-2014	7-3-2014	8-3-2014	9-3-2014	10-3-2014	11-3-2014	12-3-2014	13-3-2014	14-3-2014	15-3-2014	16-3-2014	17-3-2014	18-3-2014	19-3-2014	20-3-2014	21-3-2014	22-3-2014	23-3-2014	24-3-2014	25-3-2014
Zmiana A tyś. T/zm	581	829	1 225	234	1 589	0	122	443	1 175	1 088	1 599	2 093	0	2 567	1 907	1 715	2 035	0	2 519	0	2 633	883
Zmiana B tyś. T/zm	1 248	267	1 117	408	1 256	0	730	83	904	1 629	1 231	1 362	0	1 705	3 021	1 445	1 427	2 706	2 600	0	2 616	1 637
Zmiana C tyś. T/zm	230	2 166	1 034	290	438	4	169	900	1 147	1 406	1	0	0	2 655	1 984	1 830	76	2 882	2 556	2 088	2 820	1 818
Zmiana D tyś. T/zm	748	70	315	2	0	1 314	534	615	1 046	1 644	1 314	0	1 379	1 626	2 237	1 710	0	2 648	0	3 531	1 915	2 175
SUMA tyś. T/dobę	**2 807**	**3 332**	**3 691**	**934**	**3 283**	**1 318**	**1 555**	**2 041**	**4 272**	**5 767**	**4 145**	**3 455**	**1 379**	**8 553**	**9 149**	**6 700**	**3 538**	**8 236**	**7 675**	**5 619**	**9 984**	**6 513**
Dzień	26-3-2014	27-3-2014	28-3-2014	29-3-2014	30-3-2014	31-3-2014	1-4-2014	2-4-2014	3-4-2014	4-4-2014	5-4-2014	6-4-2014	7-4-2014	8-4-2014	9-4-2014	10-4-2014	11-4-2014	12-4-2014	13-4-2014	14-4-2014	15-4-2014	16-4-2014
Zmiana A tyś. T/zm	484	237	32	717	128	624	499	594	1 658	894	1 351	1 663	2 015	1 190	2 074	16	0	0	0	0	0	0
Zmiana B tyś. T/zm	1 050	551	975	0	0	540	817	742	986	899	98	0	1 407	1 708	1 872	0	0	0	0	0	0	0
Zmiana C tyś. T/zm	933	1 109	38	0	0	699	889	827	1 038	1 788	1 242	37	1 662	1 763	1 412	0	0	0	0	0	0	0
Zmiana D tyś. T/zm	1 276	588	38	11	0	620	1 913	916	1 051	1 411	6	1 567	1 474	1 692	978	0	0	0	0	0	0	0
SUMA tyś. T/dobę	**3 743**	**2 485**	**1 083**	**728**	**128**	**2 483**	**4 118**	**3 079**	**4 733**	**4 992**	**2 697**	**3 267**	**6 558**	**6 353**	**6 336**	**16**	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**

Pomiary wydobycia ze ściany VII w pokładzie 408/1 i 408/2
Odczyt z wagi REX-01

JSW SA
KWK Knurów-Szczygłowice

Wydobywamy to, co najlepsze

Dzień	17-4-2014	18-4-2014	19-4-2014	20-4-2014	21-4-2014	22-4-2014	23-4-2014	24-4-2014	25-4-2014	26-4-2014	27-4-2014	28-4-2014	29-4-2014	30-4-2014	1-5-2014	2-5-2014	3-5-2014	4-5-2014	5-5-2014	6-5-2014	7-5-2014	8-5-2014
Zmiana A tyś. T/zm	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	3 330	2 069	1 383	0	0	0	0	1 801	2 749	1 727	177
Zmiana B tyś. T/zm	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	3 226	2 888	2 959	0	0	0	0	2 638	2 684	2 446	2 732
Zmiana C tyś. T/zm	0	0	0	0	0	0	0	0	0	60	0	2 617	2 287	2 764	0	0	0	0	2 649	2 487	2 119	2 706
Zmiana D tyś. T/zm	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1 919	2 006	2 350	1 328	0	0	0	3 032	2 747	2 104	2 144	2 733
SUMA tyś. T/dobę	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**	**60**	**1 919**	**11 179**	**9 594**	**8 434**	**0**	**0**	**0**	**3 032**	**9 835**	**10 024**	**8 436**	**8 348**
Dzień	9-5-2014	10-5-2014	11-5-2014	12-5-2014	13-5-2014	14-5-2014	15-5-2014	16-5-2014	17-5-2014	18-5-2014	19-5-2014	20-5-2014	21-5-2014	22-5-2014	23-5-2014	24-5-2014	25-5-2014	26-5-2014	27-5-2014	28-5-2014	29-5-2014	30-5-2014
Zmiana A tyś. T/zm	2 349	2 211	0	2 475	2 118	0	2 546	2 093	0	0	2 424	1 653	2 289	1 870	1 417	0	0	1 354	1 470	1 641	166	14
Zmiana B tyś. T/zm	2 629	0	0	2 458	2 182	0	2 386	2 629	0	0	2 156	2 824	2 842	3 272	2 518	0	0	2 173	2 342	2 783	1 398	0
Zmiana C tyś. T/zm	2 523	0	0	2 688	2 044	1 322	2 281	2 749	0	467	2 545	2 218	1 894	2 554	2 255	0	196	2 445	2 261	2 246	2 385	0
Zmiana D tyś. T/zm	2 305	0	1 891	1 927	1 590	1 503	1 219	2 419	0	2 357	1 969	2 233	1 925	1 936	1 285	0	1 619	2 193	1 797	2 552	1 509	0
SUMA tyś. T/dobę	**9 806**	**2 211**	**1 891**	**9 548**	**7 934**	**2 825**	**8 432**	**9 890**	**0**	**2 824**	**9 094**	**8 928**	**8 950**	**9 632**	**7 475**	**0**	**1 815**	**8 165**	**7 870**	**9 222**	**5 458**	**14**
Dzień	31-5-2014	1-6-2014	2-6-2014	3-6-2014	4-6-2014	5-6-2014	6-6-2014	7-6-2014	8-6-2014	9-6-2014	10-6-2014	11-6-2014	12-6-2014	13-6-2014	14-6-2014	15-6-2014	16-6-2014	17-6-2014	18-6-2014	19-6-2014	20-6-2014	21-6-2014
Zmiana A tyś. T/zm	2 456	0	2 294	345	1 423	853	2 506	1 310	0	1 880	705	2 375	1 704	748	2 047	0	1 603	129	84	1 148	719	1 519
Zmiana B tyś. T/zm	2 214	0	2 443	2 110	1 953	2 755	2 063	2 286	0	2 349	3 200	2 551	2 985	1 487	68	0	1 501	0	1 197	0	0	0
Zmiana C tyś. T/zm	2 236	1 129	2 970	1 998	2 100	1 721	2 675	1 380	21	1	1 803	2 432	1 170	1 739	0	0	1 861	0	1 395	0	0	0
Zmiana D tyś. T/zm	2 122	1 387	1 066	2 108	467	2 658	2 539	0	1 273	13	2 258	1 455	480	908	0	1 898	37	521	2 297	1 533	2 288	0
SUMA tyś. T/dobę	**9 028**	**2 516**	**8 773**	**6 561**	**5 943**	**7 987**	**9 783**	**4 976**	**1 294**	**4 243**	**7 966**	**8 813**	**6 339**	**4 882**	**2 115**	**1 898**	**5 002**	**650**	**4 973**	**2 681**	**3 007**	**1 519**

Dzień	22-6-2014	23-6-2014	24-6-2014	25-6-2014	26-6-2014	27-6-2014	28-6-2014	29-6-2014	30-6-2014	1-7-2014	2-7-2014	3-7-2014	4-7-2014	5-7-2014	6-7-2014	7-7-2014	8-7-2014	9-7-2014	10-7-2014	11-7-2014	12-7-2014	13-7-2014	14-7-2014
Zmiana A tyś. T/zm	448	334	168	1 415	36	607	0	0	0	786	0	41	521	228	0	253	607	643	153	520	181	0	151
Zmiana B tyś. T/zm	0	946	2 457	1 501	2 103	1 543	0	0	0	2 016	0	1 817	390	51	0	147	176	216	566	182	0	0	43
Zmiana C tyś. T/zm	0	2 595	2 050	652	1 566	2 870	0	0	1 276	1 187	1 173	1 300	130	130	23	203	242	233	46	19	214	0	487
Zmiana D tyś. T/zm	0	2 362	2 682	873	1 651	1 681	123	1 595	1 277	1 161	1 244	866	152	0	433	221	283	220	131	510	0	232	2
SUMA tyś. T/dobę	**448**	**6 237**	**7 357**	**4 441**	**5 356**	**6 701**	**123**	**1 595**	**2 553**	**5 150**	**2 417**	**4 024**	**1 193**	**409**	**456**	**824**	**1 308**	**1 312**	**896**	**1 231**	**395**	**232**	**683**

Średnie wydobycie dobowe, miesięczne ściana VI w pokładzie 408/1 i 408/2

JSW SA
KWK Knurów-Szczygłowice

Wydobywamy to, co najlepsze

Ściana VI Pokład 408/1+408/2		2005										2006									
		marzec	kwiecień	maj	czerwiec	lipiec	sierpień	wrzesień	październik	listopad	grudzień	styczeń	luty	marzec	kwiecień	maj	czerwiec	lipiec	sierpień	wrzesień	październik
Wybieg pozostały		895,5	834,5	762,3	681,3	628,8	615,3	548,1	506,1	459,3	451,1	365,1	318,1	284,6	237,6	196,6	173,6	145,6	139,9	137,6	131,9
Postęp całkowity		4,1	65,1	137,4	218,4	270,9	284,4	351,6	393,6	440,4	495,4	581,4	628,4	661,9	708,9	749,9	772,9	800,9	806,6	808,9	814,6
Postęp		4,1	61	72,3	81	52,5	13,5	67,2	42	46,8	55	86	47	33,5	47	41	23	28	5,7	2,3	5,7
Miąższość węgla		2,19	2,15	2,05	2,3	2,1	2,24	2,13	2,15	2,1	2,14	2,12	2,26	2,16	2,06	2,27	2,23	2,18	2,18	2,18	2,18
Wysokość ściany		2,53	2,55	2,48	2,69	2,59	2,68	2,6	2,67	2,54	2,56	2,64	2,66	2,63	2,57	2,62	2,58	2,52	2,56	2,56	2,56
Wydobycie [tys. T]	Wydobycie/doba [netto]	184	32225	3293	3897	2356	645	2925	1844	2103	2904	4084	2641	1562	2332	1922	1213	1382	248	108	248
	Wydobycie/doba [brutto]	**212**	**3825**	**3984**	**4654**	**2780**	**773**	**3569**	**2398**	**2103**	**3474**	**5085**	**3109**	**1903**	**2909**	**2218**	**1276**	**1598**	**291**	**127**	**291**
	Wydobycie/m-c [netto]	4225	61272	69158	85755	51843	14211	67266	42475	46272	55176	85759	50194	34383	46637	44210	24274	29030	5709	2387	5709
	Wydobycie/ m-c [brutto]	**4881**	**72671**	**83665**	**102396**	**63940**	**17002**	**82108**	**52748**	**55967**	**66005**	**106795**	**59078**	**41864**	**58183**	**51026**	**28084**	**33558**	**6705**	**2803**	**6705**

2 440 t/d brutto – w okresie od kwietnia 2005 do października 2006

52 174 t/m brutto – w okresie od kwietnia 2005 do października 2006

Średnie wydobycie dobowe, miesięczne ściana VII w pokładzie 408/1 i 408/2

JSW SA
KWK Knurów-Szczygłowice

Wydobywamy to, co najlepsze

Ściana VII pokład 408/1 i 408/2		2013	2014						
		grudzień	styczeń	luty	marzec	kwiecień	maj	czerwiec	lipiec
Wybieg pozostały		665,5	541,5	397,5	351,5	226,5	106,5	17	0
Postęp całkowity		19,5	143,5	287,5	333,5	458,5	578,5	668	685
Postęp		19,5	124	144	46	125	120	89,5	17
Miąższość węgla		2,86	2,42	2,62	2,74	2,64	2,53	2,78	2,9
Wysokość ściany		3,86	3,63	3,72	3,69	3,64	3,64	3,96	4,04
Wydobycie [tyś. T]	Wydobycie/doba [netto]	953	4 425	6 120	1 941	5 068	4 688	3 839	693
	Wydobycie/doba [brutto]	**1 287**	**6 638**	**8 689**	**2 614**	**6 988**	**6 748**	**5 468**	**966**
	Wydobycie/m-c [netto]	18 115	97 350	122 394	40 754	106 437	98 451	80 617	15 947
	Wydobycie/m-c [brutto]	**24 449**	**146 025**	**173 782**	**54 884**	**146 755**	**141 645**	**114 836**	**22 216**

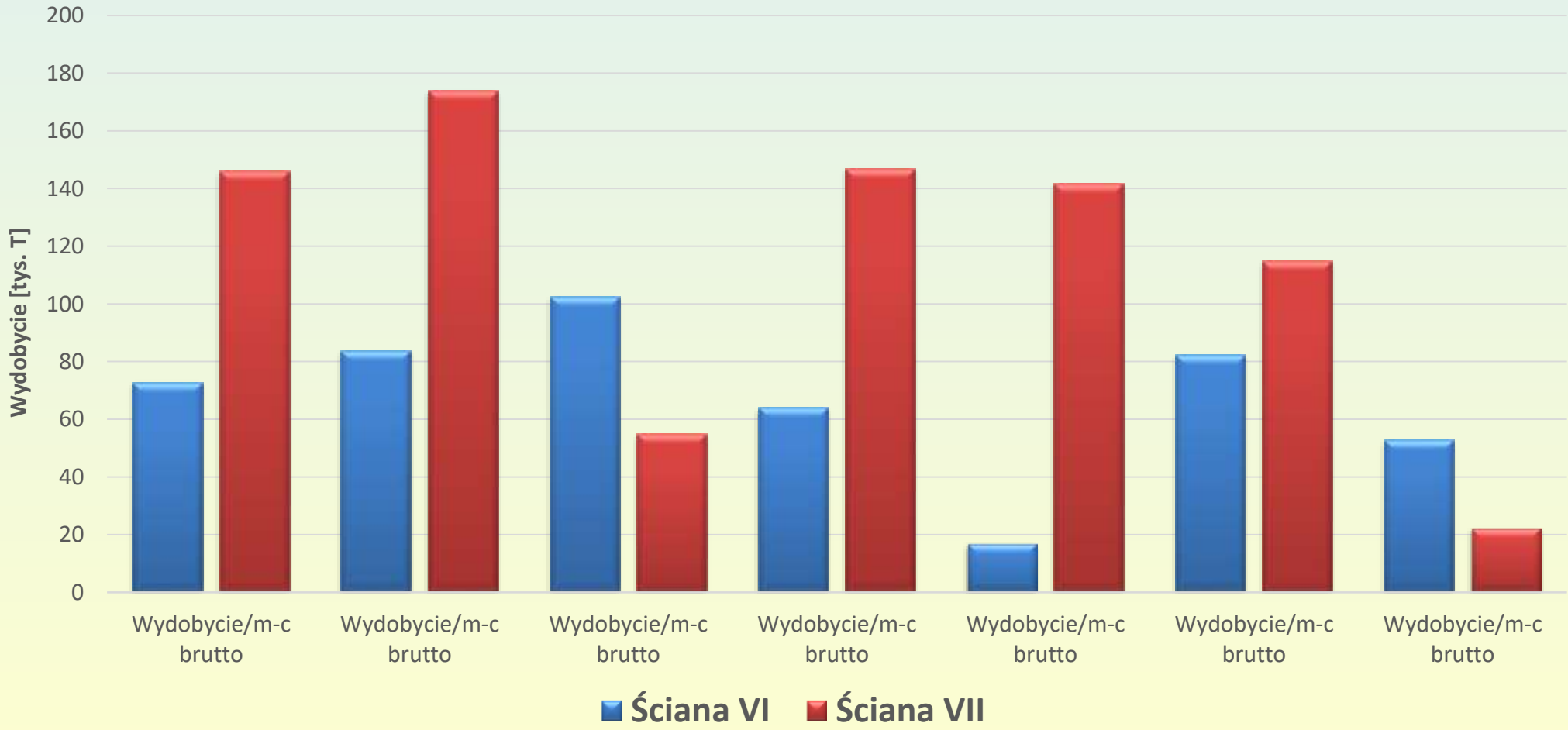
6 191 t/d brutto – w okresie od stycznia 2014 do czerwca 2014

91 000 t/m brutto – w okresie od stycznia 2014 do czerwca 2014

Średnie wydobycie miesięczne ściana VI oraz ściana VII w pokładzie 408/1 i 408/2

JSW SA
KWK Knurów-Szczygłowice

Wydobywamy to, co najlepsze



FAMUR

Zapewnienie bezpieczeństwa ruchu turystycznego wyrobisk GKSD na przykładzie działań podjętych w chodniku Dechen

Kajetan d'Obyrn
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

Zbigniew Słota, Krzysztof Słota
Politechnika Śląska, Gliwice

Bartłomiej Szewczyk, Zygfryd Jaksa, Bogdan Oleś
Muzeum Górnictwa Węglowego, Zabrze

STRESZCZENIE: Główna Kluczowa Sztolnia Dziedziczna jest częścią Muzeum Górnictwa Węglowego w Zabrzu. Przed powstaniem nowej trasy turystycznej konieczne było opracowanie dokumentacji zabezpieczenia wyrobisk, które będą częścią trasy turystycznej lub z nią sąsiadują. W referacie przedstawiono działania podjęte w tym celu w chodniku Dechen. Polegały one na demontażu starej, zniszczonej tamy izolacyjnej, która utraciła swoją funkcję, zabezpieczeniu 100 m odcinka chodnika Dechen oraz wykonaniu dwóch tam izolacyjnych. Przed udostępnieniem trasy konieczne było wykonanie wielu prac, zarówno naukowo-badawczych, jak również inwentaryzacyjnych, górniczych oraz ze strony służb ratownictwa górniczego. Polegały one głównie na oczyszczeniu wyrobisk, naprawie obudowy, likwidacji i wybudowaniu nowych zabezpieczeń gazowych i hydrologicznych, wykonaniu i zabudowaniu systemu zabezpieczeń aerologicznych i przeciwpożarowych. Działania podjęte w chodniku Dechen pozwoliły na odizolowanie trasy turystycznej w GKSD od możliwych zagrożeń aerologicznych i hydrologicznych od strony zrobów za chodnikiem Dechen. Prace te zwiększyły nie tylko poziom bezpieczeństwa dla ruchu turystycznego w rejonie chodnika Dechen, ale również pozwoliły na możliwość kontroli stanu wyrobiska za wybudowaną tamą izolacyjną.

SŁOWA KLUCZOWE: trasy turystyczne, bezpieczeństwo, aerologia

1. WSTĘP

Muzeum Górnictwa Węglowego w Zabrzu w roku 2017 uruchomiło nową trasę dla zwiedzających w Głównej Kluczowej Sztolni Dziedzicznej. Przed udostępnieniem trasy konieczne było wykonanie wielu prac, zarówno naukowo-badawczych, jak również inwentaryzacyjnych, górniczych i ratowniczych. Wiele prac wymagało zaangażowania dużych środków finansowych

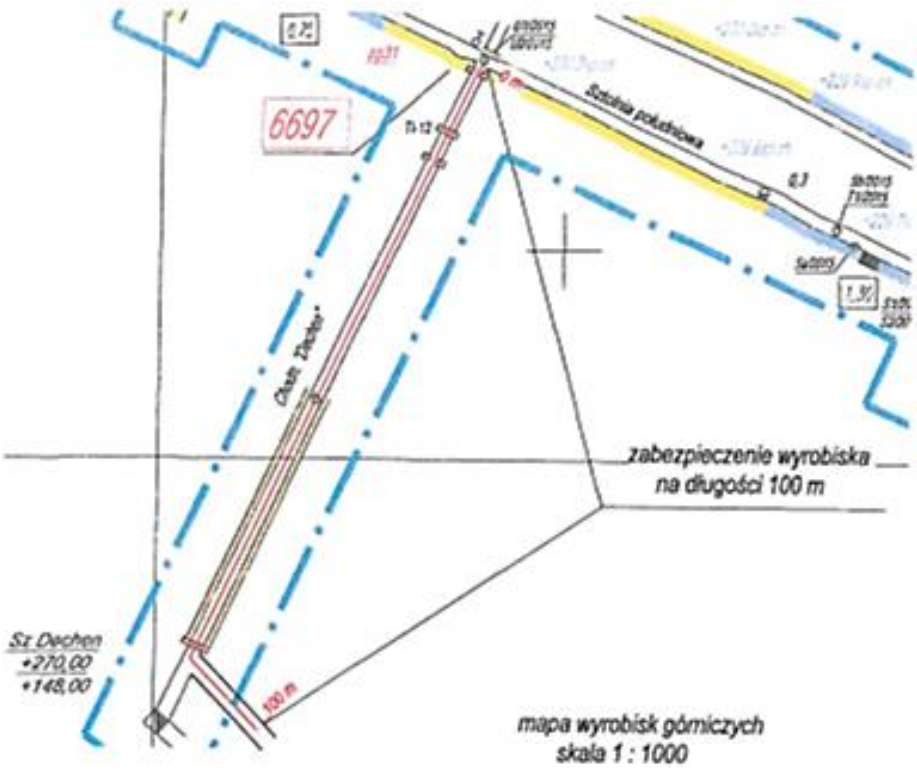
i ratowniczych. Polegały one głównie na oczyszczeniu wyrobisk, naprawie obudowy, likwidacji i wybudowaniu nowych zabezpieczeń gazowych i hydrologicznych (na przykład wybudowanie tam izolacyjnych), wykonaniu i zabudowaniu systemu zabezpieczeń aerologicznych i przeciwpożarowych.

2. PRACE ZABEZPIECZAJĄCE W CHODNIKU DECHEN

Prace zabezpieczające w chodniku Dechen podzielone zostały na trzy etapy:

- etap I – demontaż tamy TI – 12 i uruchomienie wentylacji odrębnej,
- etap II – wykonanie docelowego zabezpieczenia wyrobiska na odcinku od 0m – 100m,
- etap III – wykonanie dwóch tam izolacyjnych.

Etap I – demontaż tamy TI – 12 i uruchomienie wentylacji odrębnej
Działania podjęte w ramach etapu I polegały na demontażu tamy izolacyjnej TI – 12. W ramach prowadzonej akcji ratowniczej, opracowanej przez ZKWK „Guido", dokonano penetracji odcinka chodnika Dechen na długości 100 m i zabudowano na tym odcinku lutnie elastyczne typu TS-LWT o średnicy 400mm. Mapa z pokazanym zabezpieczanym chodnikiem Dechen została pokazana na rysunku 1. Wygląd wyrobiska przedstawiono na zdjęciu – rysunek 2.

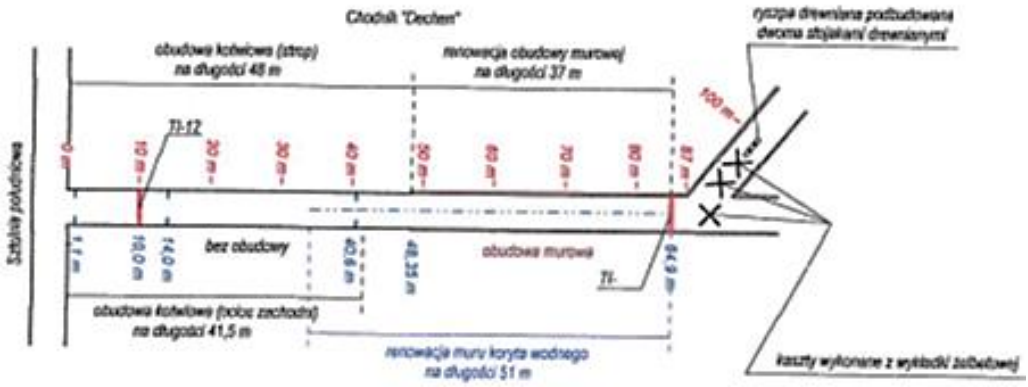


Rys. 1. Mapa z zabezpieczanym chodnikiem Dechen (źródło: MGW w Zabrzu)
Figure 1. Map with protected Dechen drift (source: Coal Mining Museum in Zabrze)

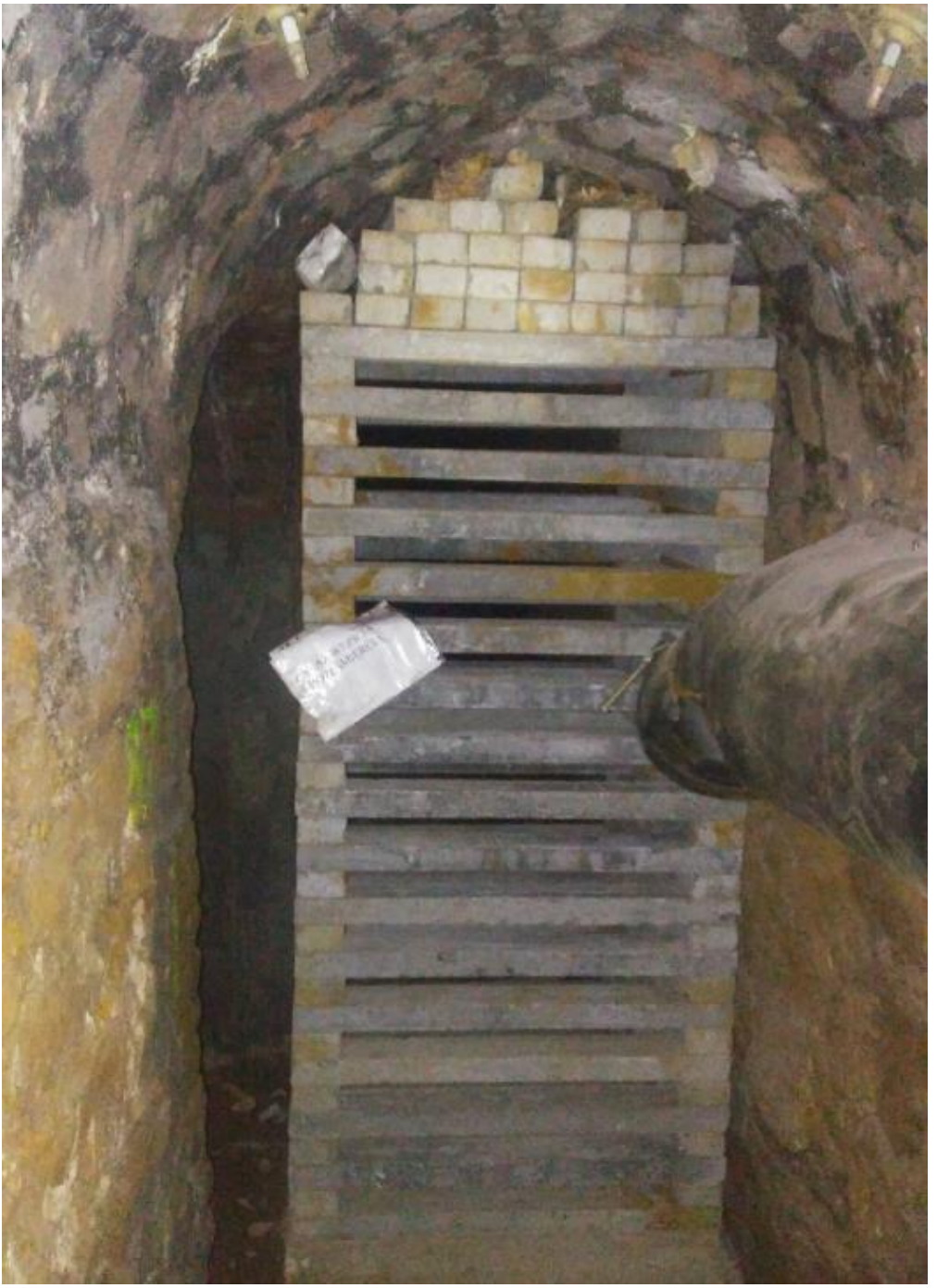


Rys. 2. Widok chodnika Dechen przed demontażem tamy izolacyjnej (źródło: MGW w Zabrzu)
Figure 2. View of the Dechen drift before disassembly of the insulation dam
(source: Coal Mining Museum in Zabrze)

Etap II – wykonanie docelowego zabezpieczenia wyrobiska na odcinku od 0m – 100m
Prace w etapie II zostały wykonane zgodnie z technologią zabezpieczenia chodnika Dechen opracowaną dla MGW w Zabrzu. Na odcinku chodnika bez obudowy wykonana została obrywka stropu i ociosu. Obudowa została oczyszczona, uzupełniono ubytki elementów obudowy i spoin. Kanał wodny został wyczyszczony z zalegającego urobku. Wykonana została renowacja kanału wodnego polegająca na uzupełnieniu ubytków z wykorzystaniem istniejącego kamienia pochodzącego z częściowej rozbiórki. Do renowacji użyto zaprawę cementową. Zabudowane zostały trzy stosy podporowe, ażurowe, wykonane z okładzin żelbetowych o długości 1,0m. Rozmieszczenie stosów w rejonie odgałęzienia przedstawiono na rysunku 3, a na rysunku 4 widok wykonanego stosu.



Rys. 3. Schemat prac zabezpieczających w chodniku Dechen (źródło: MGW w Zabrzu)
Figure 3. Scheme of security works in the Dechen drift (source: Coal Mining Museum in Zabrze)

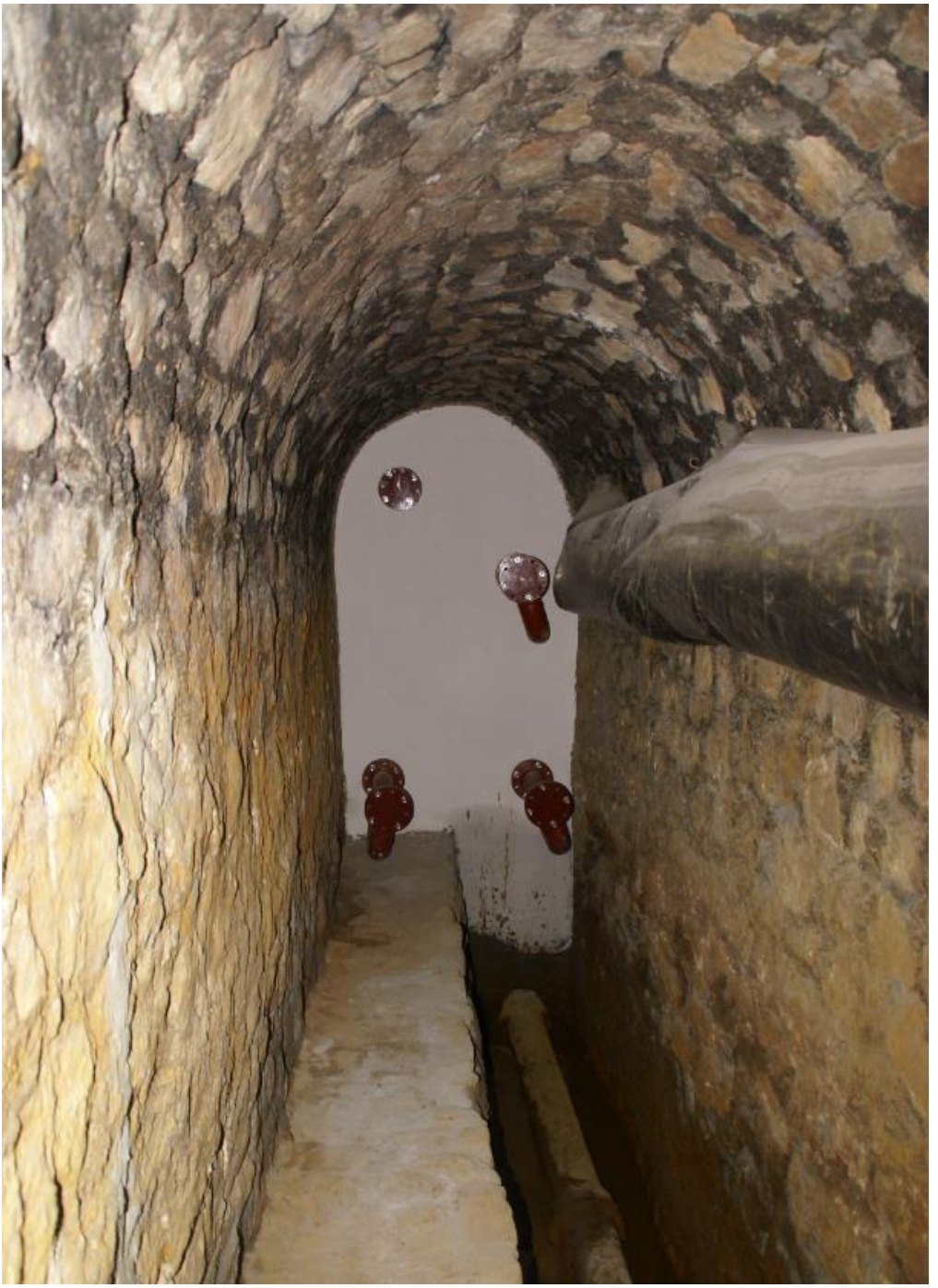


Rys. 4. Kaszt (stos) zabudowany w chodniku (źródło: MGW w Zabrzu)
Figure 4. A stack (pile) built into the drift (source: Coal Mining Museum in Zabrze)

Etap III – wykonanie dwóch tam izolacyjnych
W ramach etapu III zostały wykonane dwie nowe tamy izolacyjne. Tama izolacyjna nr 12 wykonana została zabudowana w odległości 10 m od wlotu chodnika w formie tamy bezpieczeństwa z otworem drzwiowym zamurowanym materiałem łatwo rozbieralnym. Do wymurowania tamy użyto betonitów prostopadłościennych. Tama została pobielona i wyposażona w przepusty. W odległości 85 m od wlotu chodnika została wykonana druga tama izolacyjna również z betonitów prostopadłościennych i wyposażona w przepusty.



Rys. 5. Wygląd wyrobiska po wykonaniu pierwszej tamy izolacyjnej (źródło: MGW w Zabrzu)
Figure 5. Appearance of the excavation after the first insulation dam (source: Coal Mining Museum in Zabrze)



Rys. 6. Widok drugiej tamy izolacyjnej (źródło: MGW w Zabrzu)
Figure 6. View of the second insulation dam (source: Coal Mining Museum in Zabrze)

PODSUMOWANIE

Działania podjęte w chodniku Dechen pozwoliły na odizolowanie trasy turystycznej w Głównej Kluczowej Sztolni Dziedzicznej od możliwych zagrożeń aerologicznych i hydrologicznych od strony zrobów za chodnikiem Dechen. Prace te zwiększyły nie tylko poziom bezpieczeństwa dla ruchu turystycznego w rejonie chodnika Dechen, ale również pozwoliły na możliwość kontroli stanu wyrobiska za wybudowaną tamą izolacyjną.

Ensuring the Safety of Tourist Traffic of the GKSD Excavations on the Example of Actions Taken in the Dechen Drift

The Główna Kluczowa Sztolnia Dziedziczna is part of the Coal Mining Museum in Zabrze. Before the creation of a new tourist route, it was necessary to develop documentation for the protection of excavations, which will be part of or adjacent to the tourist route. The paper presents the actions taken for this purpose in the Dechen drift. They consisted of dismantling an old, damaged insulation dam that lost its function, securing a 100 m section of the Dechen drift and making two insulation there. Before the route was made available, it was necessary to carry out many works, both scientific and research, as well as inventory, mining and on the part of mining rescue services. They consisted mainly in cleaning excavations, repairing housing, liquidation and construction of new gas and hydrological safeguards, construction and installation of aerological and fire protection systems. Actions taken in the Dechen drift allowed to isolate the tourist route in the GKSD from possible aerological and hydrolytic hazards from the goafs behind the Dechen drift. These works have increased not only the level of safety for tourist traffic in the area of the Dechen drift, but also allowed for the possibility of controlling the condition of the excavation for the built-in insulation dam.

К вопросу управления производительностью труда и трудовыми ресурсами в компании ДТЭК

Р.Е. Дычковский, К.О. Юрченко
Национальный горный унывеpситет, г. Днипро, Украина

А.В. Кособоков
компания ДТЕК, г. Киев, Украина

Рассмотрены вопросы оптимизации системы управления трудовыми ресурсами и производительностью труда в компании ДТЭК. На основании анализа всей технологической цепочки горного производства предложены пути рационализации и устранения «узких мест» этого процесса. Особое внимание уделено улучшению технико-технологического состояния и оптимизации использования человеческих трудовых ресурсов при выполнении очистных и подготовительных работ. Приведен опыт совместной работы с компанией McKinsey & Company по внедрению портфеля проектов, направленных на изменение структуры и процессов компании ДТЕК и всех ее сегментов. Представлены основные составляющие проекта «Продуктив» по повышению производительности труда, целью которого является аудит персонала, оценка его профессиональной пригодности, повышение квалификации и, в конечном счете, предложения по рационализации выполнения производственных процессов при увеличении объемов продукции и снижении ее себестоимости. Экономическая оценка предложенных решений показывает их целесообразность и необходимость в условиях ожесточающегося рынка производства энергетического сырья и генерации электрической энергии на внутреннем рынке Украины и за рубежом.

Ключевые слова: угледобывающая компания, трудовые ресурсы, производственные процессы шахты, оптимизация и рационализация.

1. ВВЕДЕНИЕ

Обеспеченность соответствующими кадрами и, соответственно, организация работ на всех участках деятельности предприятий является наиболее важной компонентой эффективности выполнения технологических процессов любого производства. Использование самой современной высокопроизводительной техники, которая достаточно дорогостоящая, требует обеспеченности соответствующим обслуживающим персоналом. Вся технологическая цепочка производственного процесса должна быть

четко отлаженной, поскольку производительность всего предприятия будет зависеть от пропускной способности наиболее «узкого» звена в его структуре. Такой подход особенно четко ощущается при ведении сложнейших горнодобывающих операций и, соответственно, функционирования каждой угольной шахты.

Примером успешной реконструкции и оптимизации как технико-технологического перевооружения, так и управления персоналом на всех этапах деятельности горнодобывающих предприятий может служить компания ДТЭК. С начала 2000-х годов она сумела фактически в три раза увеличить добычу угля. Причем, это произошло не экстенсивным путем, за счет разнесения добычных работ по площади шахтных полей и увеличения количества очистных забоев, а способом интенсификации и концентрации добычи угольных запасов. Важной составляющей качественного улучшения производственной деятельности, не в малой степени, способствовало внедрение новой политики управления персоналом и трудовыми ресурсами предприятий. В результате, на протяжении последних пяти лет среднесуточная нагрузка на очистные забои превысила 2000 т при среднединамической мощности пластов около 1,05 м. Это самые высокие показатели среди всех передовых горнодобывающих предприятий в мире с такими горно-геологическими условиями.

Все эти результаты дали возможность развивать новые направления своей деятельности, которые касаются всех этапов переработки и использования угля, включая внедрение нетрадиционных технологий угледобычи [1, 2 и др.] и утилизации отходов горнодобывающей деятельности [3, 4 и др.]. Отдельное внимание уделяется переработке угля и тепловой генерации электрической энергии, ее аккумуляции, передаче и использованию [5], а также подготовке специалистов высшей категории [6, 7 и др.].

2. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ОБЪЕКТА ИССЛЕДОВАНИЯ

Сегодня компания ДТЭК – это система вертикально-интегрированных предприятий, которые включают весь замкнутый цикл от добычи энергетического сырья до получения электроэнергии в качестве конечного продукта. Это самая крупная энергетическая компания Украины, осуществляющая производство в четырех сегментах энергетики:

- *уголь* – 56% добычи угля Украины, запасы 1 640 млн. тонн, 8 шахтоуправлений, включающих в себя 18 шахт;
- *генерация* – 63% производства тепловой энергии в Украине, 9 электростанций, 2 ТЭЦ, 52 энергоблока, установленная мощность 13 Гвт;
- *передача электроэнергии* – 30% рынка Украины, 4 дистрибуционных компаний, 3,4 млн конечных потребителей;
- *возобновляемая энергетика* – 20% рынка Украины. Установленная мощность 200 МВт, 65 ветроустановок, ТОП-5 самых больших в Европе;
- *добыча газа и конденсата* – запасы 26 млрд куб. м, 3 месторождения, 20 скважин.

3. ПРЕДПОСЫЛКИ РЕОРГАНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА И ЕЕ ОСНОВНЫЕ ЭТАПЫ

В 2012 году ДТЭК завершил этап накопления производственных активов и перешел к этапу систематизации. Совместно с компанией McKinsey & Company был внедрен

портфель проектов по изменению структуры и процессов компании, результатом которого стала трансформация, унификация управляющей компании, а также всех сегментов предприятий.

В Компании сформирован проектный офис, обеспечивающий трансформацию бизнес-процессов, внедрение IT – проектов (SAP ERP), а также управление проектами, направленными на повышение производительности труда, структурирование компании и предприятий в зависимости от изменения технологических процессов. На этом этапе была проведена оценка имеющихся ресурсов и намечены направления усовершенствования деятельности предприятий.

Детально рассмотрим крупнейший угольный актив «ДТЭК – Павлоградуголь», который состоит из 10 шахт. В 2008 году, при приватизации Компанией ДТЭК, добыча угля составляла 14,1 млн. тонн в год, при 24 600 трудящихся, норме управляемости 12 рабочих на 1 одного руководителя административно-управленческого аппарата. Управление осуществлялось в трехуровневой системе: руководство шахт, аппарат управления угольного объединения (630 человек), управленческая надстройка ДТЭК.

Проектом произведено реформирование, при котором ликвидирован один уровень управления – объединение, состоящие почти из 900 человек; 10 шахт укрупнены в 5 шахтоуправлений с плановой добычей 4 млн. тонн каждое, при этом сокращены управленческие надстройки в два раза. При этом структуры, наименования профессий, типовые процессы, штатные расписания всех 5 шахтоуправлений были унифицированы. В производство внедрены лучшие практики ведения горнодобывающих работ. Опасения о снижении управляемости угольных предприятий не подтвердились.

В 2017 году добыча Павлоградугля составила 20 млн. тонн. При этом численность персонала снизилось до 18 850 человек с нормой управляемости 17 рабочих на одного руководителя административно-управленческого аппарата.

4. ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОСНОВНЫХ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ОПЕРАЦИЙ

Основной компонентой, которая определяет общую производительность шахты, являются объемы добычи угля на добычных участках, а также обеспечение подготовки и введения в эксплуатацию угольных запасов предприятия. Соответственно, обновление фронта очистных работ должно быть непрерывным и экономически обоснованным. Согласно горно-геологическим условиям и технико-технологическому обеспечению конкретного участка шахтного поля также должна решаться научно-обоснованная задача по организации труда. Все это должно осуществляться одновременно с внедрением современных механизированных комплексов, направленных на повышение добычи угля и разработку технологических схем максимального использования горного оборудования [8].

Как известно, обеспечением работ в очистных и подготовительных забоях занимаются суточные комплексные бригады. В этих бригадах каждому участнику производственного процесса присущи только ему свойственные функции. Причем они могут пересекаться и дублироваться (горнорабочие очистных или подготовительных забоев) или быть уникальными только для этих профессий (электрослесари, механики). От слаженности и взаимопонимания в бригаде зависит конечный результат всего технологического процесса.

Проходческие и добычные работы выполняются циклично как на протяжении одной смены, так и в течение суток. Сегодня достаточно часто на шахтах Украины отсутствуют четко регламентированные ремонтно-подготовительные смены. Текущий ремонт конструктивных элементов механизированного комплекса производится по мере необходимости, в любую смену. В качестве технологической разгрузки массива также может применятся принудительная остановка очистных работ на определенное время [8, 9]. Таким образом, обеспечивается экономически обоснованный режим работы забоев, конечной целью которого является максимальная производительность при минимальной себестоимости конечного продукта. Такой подход возможен как для проведения выработок проходческими комбайнами, так и с помощью буровзрывных работ, а также с использованием очистных комбайнов и струговых установок в очистном забое. Принципиальная схема суточной организации работ в очистных и подготовительных забоях представлена на рис. 1.

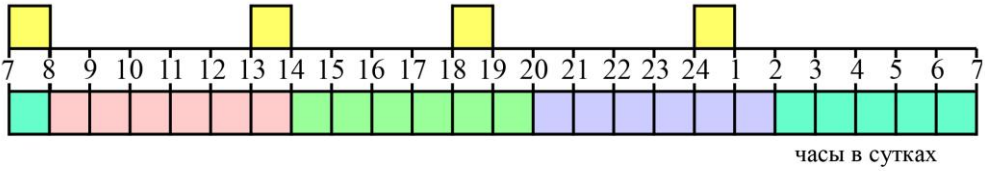


Рис. 1. Принципиальная схема суточной организации работ в очистных и подготовительных забоях: - длительность рабочих смен по добыче полезных ископаемых при проведении подготовительных выработок; - время, затраченное на передачу смены, подготовительно-заключительные операции

Основным мотивирующим фактором для работников суточных комплексных бригад, которые обеспечивают основные процессы в очистных и подготовительных забоях, является дифференцированная оплата труда отдельно за выполнение основных производственных операций и работ по подготовке к этим операциям. За время нахождения в пути к рабочему месту производится только доплата (а не оплата) в процентном соотношении от оклада. Соответственно, персонал старается максимально быстро добраться до рабочих мест. Кроме этого, в Украине, в отличие от польской горнодобывающей промышленности, на законодательном уровне установлено, что бригада, разбитая на звенья, работает 4 смены по 6 часов каждая. Учитывается только время нахождения на рабочем месте очистного или подготовительного забоя.

В связи с этим основа оплаты труда, согласно тарифным разрядам в очистных забоях, которая существует на украинских горнодобывающих предприятиях, осуществляется за выполнение следующей работы:

- непосредственно обеспечение добычных процессов производства (выемка угля, передвижка секций, зачистка лавы);
- заключительных и подготовительных операций при передаче и приемке смен.

Согласно общеизвестным принципам [10 и др.], численность рабочих, занятых для выполнения основных операций в рабочие и ремонтно-подготовительные смены, определяется исходя из установленной суточной нагрузки, норм выработки и потерь времени на выполнение отдельных работ. Явочное количество людей на смену принимается исходя из расстановки их по рабочим местам.

Списочный состав необходимого персонала учитывает также затраты времени на выходные и праздничные дни, коэффициент резерва, который увеличивает минимальное

количество персонала не менее чем на 40%. Таким образом, этот показатель достаточно часто является необоснованным. Как показала практика, такая ситуация является абсолютно не соответствующей сложившимся рыночным отношениям в топливно-энергетическом секторе. Соответственно, это требовало разработать и внедрить новые принципы организации труда и управления количеством персонала на горнодобывающих предприятиях.

5. ФОРМИРОВАНИЕ НОВОЙ КОНЦЕПЦИИ ПОВЫШЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ТРУДА

Сейчас во всех сегментах угледобычи и энергогенерации в компании ДТЭК реализуется проект «Продуктив» по повышению производительности труда. Команда проекта состоит из пяти человек. Которые являются специалистами, имеющими практические навыки работы в каждом конкретном составляющем элементе энергетического производства. Они прошли основные рабочие и руководящие должности непосредственно на шахтах и теплоэлектростанциях. Их отбирали на конкурсной основе из передовых участников производственного процесса.

Основная задача участников проекта «Продуктив» – участие в операционных улучшениях и управлении персоналом, а также при непрерывном процессе повышения производительности труда. Полученные результаты подтвердили эффективность предложенных нововведений. Попробуем раскрыть некоторые аспекты функционирования этого проекта, которые обосновывают эффективность управления персоналом общей численностью 65 000 человек.

Первое – понимание идеологии. В компании ДТЭК сложилось понимание того, что неэффективное управление численностью персонала и производительностью труда в горно-геологических и технико-технологических условиях, в которых работают предприятия компании, могут привести к катастрофическим результатам. В основе этого лежали следующие негативные факторы:

- неэффективность процессов;
- демотивация рабочих при выполнении технологических процессов;
- неравномерная загруженность персонала;
- неэффективное использование фонда труда;
- мошенничество – нецелевое использование ресурсов (в Украине это называется содержать «подснежников» – работников, которые не участвуют в производственном процессе, но числятся в списочном составе предприятий).

Соответственно, первое усовершенствование, которое было внедрено в структурных подразделениях компании ДТЭК, это прозрачность определения и выполнения норм труда согласно четким нормам затраченного времени. Причем такой подход касается всех сотрудников предприятия – от рабочего до директора шахт.

Второе – четкое понимание промежуточных и конечных целей. Оценка достижения целей производится путем определения финансовой эффективности роботы отдельного сотрудника по компании. Так, к примеру, доход, обеспеченный одним сотрудником ТОП-10 европейских компаний энергетического сектора, в среднем составляет 207 тыс евро/чел., а в такой компании, как Lotos, этот показатель достигает 700 тыс евро/чел. Сегодня в компании ДТЭК этот показатель значительно ниже. Соответственно, разработана целая стратегия повышения эффективности работы занятого на

предприятиях персонала, при котором промежуточными целями является достижение среднестатистических показателей передовых европейских энергетических компаний.

Третье – четкое понимание инструментов достижения целей. Конечной целью усовершенствования труда любой производственной деятельности является достижение максимально возможной прибыли путем снижения себестоимости и повышение производительности труда. Что касается высокой производительности труда, то этот показатель достигается путем соблюдения следующих условий:

- повышения эффективности выполнения процессов всего технологического цикла производства;
- создания правильной структуры управления, функционирования предприятий и расстановки персонала;
- обеспечения оптимальной численности занятого персонала с соответствующей профессиональной подготовкой.

При соблюдении этих условий повышение производительности труда возможно без увеличения инвестиций на поддержание горных выработок, а также существующего парка машин и, соответственно, также финансовых вливаний на покупку нового горного оборудования. В денежном выражении повышение производительности означает снижение доли фонда оплаты труда по всем статьям затрат.

Снижение затрат на оплату труда персонала достигается только через уменьшение избыточной численности. Нормальной практикой функционирования компаний является постоянное инвестирование в качественное улучшение персонала это достигается путем разработки системы мотивации. Это означает постоянный рост зарплат, развитие эффективного менеджмента и повышение квалификации рабочих.

В 2012 году в компании ДТЭК пришли к убеждению, что управлением производительностью труда необходимо заниматься централизованно. Этот путь является эволюционный с четким разделением на временные промежутки:

- до 2012 года – решение несистемных задач по снижению численности, реализация проектов по аутсорсингу / инсорсингу (оптимизация служб, связанных с автотранспортом, информационными технологиями, бухгалтерией и т.д.);
- 2012 – 2014 гг. – стандартизация структур и штатных расписаний в рамках проекта по трансформации компании, оптимизация управленческого персонала, системный инсорсинг сервисных функций;
- 2015 – 2018 гг. – начало реализации проекта «Продуктив». Основная цель этой централизованной программы – повышение производительности труда, создание динамичной модели численности и производительности, переход к связанному управлению процессами и численностью необходимого персонала, а также оптимизация численности всех производственных предприятий. Фактически, проект является выделенной функцией для усовершенствования производительности труда при минимальных финансовых вливаниях;
- после 2018 года. – переход на системное управление численностью и производительностью. Данный этап подразумевает сбалансированное управление связкой КПЭ (численность, производительность, объём инвестиций). Формируются общекорпоративные инструменты и модели отношений, ориентированные на четкий контроль в системе инвестиций. Созданное централизованное подразделение аппарата управления проекта «Продуктив», дает возможность учитывать прямую корреляцию между количеством персонала, производительностью и финансовыми затратами на инвестиционное развитие.

Проектная команда «Продуктив» охватывает все сферы деятельности компании ДТЭК. Управление проектом осуществляется через координационный совет, участником которого являются генеральный директор, директор по управлению персоналом, директора структурных подразделений и непосредственно сам руководитель проекта. Такая координация действий необходима, исходя из важности поставленных задач, необходимости донесения их до каждого сотрудника компании и совместной работы над получением конечного результата.

6. СОСТАВЛЯЮЩИЕ ОБЩЕЙ КОНЦЕПЦИИ РЕАЛИЗАЦИИ ПРОЕКТА

Командой проекта «Продуктив» была разработана общая уникальная концепция реализации проекта по управлению производительностью труда и трудовыми ресурсами в компании ДТЭК. Она включает в себя следующие методики:

- нормирования;
- высвобождения персонала;
- оппонирования.

Все методики соединены в одну общую систему и дают возможность оптимально решать вопросы управления технологическими процессами производства. Рассмотрим детально каждую составляющую концепции.

Методика нормирования. Представляет из собой циклическую последовательность следующих этапов:

- аудит существующей численности, внешний и внутренний бенчмаркинг удельных показателей производительности (сбор статистических показателей), внутренний и внешний бенчмаркинг эффективных процессов (посещение рабочих мест);
- разработка корпоративных норм на уровне удельных показателей, соответствующих лучшим практикам;
- разработка организационных изменений (предписаний для владельцев процессов);
- рекомендации по изменению подходов, процессов, исходя из лучших практик (сокращение этапов согласования и времени документооборота путем внедрения электронных систем согласования, ликвидация неэффективных процессов, излишних контролей, применение максимальной автоматизации);
- оптимизация количества персонала – сокращение излишней численности, внедрение «открытых» систем его работы;
- мониторинг выполнения мероприятий по настройке процессов и расстановке персонала, контроль изменения производственных показателей и корректировка решений модели;
- повторный аудит (цикл начинается снова).

Продолжительность цикла в Компании ДТЭК составляет один год. Поэтому решения задачи по повышению производительности и оптимизации численности персонала также реализуются в течение года.

Методика высвобождения персонала. Этой методике следует уделить особое внимание, поскольку она требует соблюдения строгого алгоритма последовательных действий. Причем в результате ее реализации должны максимально учитываться как интересы компании, так и каждого отдельного сотрудника.

На первом этапе определяется так называемый «драйвер» для каждой профессии – критерий необходимости профессии, для которого будет сформирован норматив.

Фактически, определяется необходимый объем выполняемой работы на человека или группу людей, согласно расстановки персонала по шахте.

После сбора внутренних и внешних статистических данных в сопоставимых условиях формируется статистический ряд удельных показателей. Чем представительней статистическая выборка, тем более точные результаты мы получим. Норма необходимого объема выполняемых работ за определенный период времени устанавливается на уровне третьего квартала статистической выборки (25% исследуемых рабочих указывают на то, что их производительность равна или выше установленной нормы).

Исходные данные для формирования плановой численности – плановый объем работ, а также:

- внешние требования;
- технологическая расстановка;
- тип оборудования;
- действующие нормативы.

Важным элементом нормирования объемов работ – оптимальная расстановка штата. К примеру, при изучении расстановки штата на 52 энергоблоках компании в тепловой генерации электрической энергии были определены лучшие практики расстановки штата. Соответственно, выявленный передовой опыт схемы расстановки персонала был внедрен на всех станциях компании. *Процесс анализа и пересмотра установленных норм является непрерывным. Цикличность внедрения уточненных показателей составляет один год и базируется на внешних и внутренних практиках.*

В компании ДТЭК большое внимание уделяется внедрению организационных изменений. Это конечный продукт, полученный в ходе бенчмаркинга и во многих случаях не требующий дополнительных инвестиций. В результате их внедрения существенно повышается производительность труда работников.

Рассмотрим некоторые аспекты практической реализации организационных изменений на примере изучения передового внешнего опыта, в частности, опыта работы польских горнодобывающих предприятий. Изучив подход, используемый на польских шахтах, внедрения подземных операторов конвейерных линий, установки видеокамер для визуализации процессов пересыпки угля из одной конвейерной линии на другую, компания ДТЭК планирует снизить численность низкоквалифицированного персонала, который используется в компании для выполнения этих функций и, в целом, проводит обслуживание конвейерных линий.

Другим примером внедрения передового польского опыта является изменение технологии и культуры крепления подготовительных горных выработок. Согласно нашим расчетам, такое усовершенствование даст возможность в перспективе существенно снизить количество персонала, занятого на этих работах.

Основное направление такого преобразования – максимальная вовлеченность персонала в процесс функционирования предприятия и понимание ответственности за получение конечной продукции. Согласно общепринятому определению, *вовлеченность* – это физическое, эмоциональное и интеллектуальное состояние сотрудников, которое мотивирует выполнять их работу как можно лучше. Именно с этих позиций реализуется методика высвобождения персонала в компании ДТЭК. Этот принцип хорошо представлен генеральным директором General Electric Джеком Уэлчем, который сказал: «Вовлеченность каждого отдельного сотрудника – вот источник истинной производительности. Тот источник, который позволяет повысить её не постепенно, а в разы» [11].

Методика оппонирования. Изменение численности и персонального состава работников – очень сложный процесс. Как показывает практика, это достаточно «болезненная тема» для руководства отдельных структурных подразделений. Поэтому руководство Компании не оказывает давления на руководителей сегментов в вопросе снижения численности сотрудников. Показатели численности персонала и производительности труда являются основным продуктом переговоров команды с руководителями подразделений. Здесь происходит две взаимоотрицающее функции: со стороны участником проекта – сопоставление имеющегося опыта и предложения по усовершенствованию, со стороны руководителей – *оппонирование***.** Основной инструмент оппонирования **–** *аргументация***.** При этом процессе происходит вовлечение руководящего состава в процесс нормирования производительности труда персонала.

Для достижения результата при оппонировании команда поекта «Продуктив» должна использовать три основные «роли». Каждая из которых подразумевает анализ проблемы, используемые инструменты восприятия информации и воздействия, целевую аудиторию и получение конечного результата.

Роль №1 «Благодарный слушатель». На этом этапе используется анализ процессов и сложившихся производственных отношений на конкретном структурном подразделении. Производится интервьюирование персонала, который отвечает за выполнение отдельных процессов и отдельных исполнителей, связанных с этим производством, посещение рабочих мест, сбор технической информации и статистических данных.

Применяемые инструменты:

– активное слушание;
– вовлеченность в процесс;
– аналитическая обработка собранной информации.

Важным элементом воздействия – непосредственный диалог на рабочих местах сотрудников, а также донесение до персонала конечных результатов необходимой реорганизации. Фактически, идет объяснение, что каждый отдельный участник производственного процесса, в первую очередь, несет индивидуальную ответственность за конечный продукт, и этот продукт должен обеспечиваться наиболее квалифицированным кадровым составом за соответствующее финансовое обеспечение.

Целевая аудитория – руководящий состав предприятия, отдельных структурных подразделений, инженерно-технические работники, мастера и рабочие всех направлений.

Основной конечный результат роли №1 – объективный, всесторонний анализ сложившихся производственных процессов на предприятии.

Роль №2 «Сотрудник». Используется практика обсуждения гипотез. На этом этапе делается доклад о полученных результатах анализа, вносятся предложения реорганизационных изменений, базирующиеся на полученной информации о лучших практиках. На основании существующих гипотез формируется наиболее целесообразная форма управления численностью персонала.

Применяются инструменты:

– демонстрация обоснованного понимания сложившейся ситуации;
– статистический и аналитический анализ собранной информации;
– использование принципов круглого стола;
– получение обратной связи.

Целевой аудиторией на этапе роли №1 являются инженерно-технические работники и руководители отдельных структурных подразделений.

Основной конечный результат роли №2 – выработка совместного решения по определению необходимого количества персонала согласно нормам выработки на одного человека в установленный промежуток времени.

Роль №3 «Агрессивный продавец». На этом этапе ведется достаточна агрессивная политика по внедрению предложенных решений. Необходимо преодолеть достаточно аморфное состояние сложившихся производственных отношений. Важный элемент обеспечения успеха – четкое распределение во времени основных этапов внедрения по реорганизации и оптимизации кадрового потенциала. Как показывает практика реализации роли №2, успех обеспечивается при внедрении так называемой методики «агрессивных продаж», откуда и получила название эта роль. В качестве «активно реализуемого продукта» применяется элементы решения по реорганизации производственных отношений и управлении кадровым потенциалом.

На этом этапе персоналом проекта «Продуктив» выполняются следующие мероприятия:

- разъяснение задач, основных целей, получаемых положительных аспектов и методики реализации проекта;
- демонстрация аналитических исследований внутреннего и внешнего опыта, лучших практик, схем и других аспектов проекта;
- представление выработанных совместных гипотез, а также преимуществ при их внедрении в производство;
- дискуссии для принятия оптимального решения по управлению производительностью труда и трудовыми ресурсами.

Применяются инструменты:

- обоснованность предложенных мероприятий по проекту и четкое соответствие требованиям, донесение руководителям структурных подразделений научной парадигмы и принципов технологического усовершенствования;
- раскрытие объекта, предмета оптимизации управления производительностью труда и трудовыми ресурсами и детализация данного процесса;
- обоснование глубинного понимания сути вопроса;
- формирование осознание важности реализуемых задач и причастности каждого участника производственного процесса к принимаемым решениям;
- соблюдение четких временных рамок реализации проекта (time-management, регламент принятия и реализации решений).

Важные элементы воздействия:

- использование своей территории;
- гостеприимство и толерантность;
- доброжелательность, доверие и открытость;
- заинтересованность во взаимовыгодном результате и получении максимального производственного эффекта.

Целевой аудиторией на этапе роли №3 являются руководители высшего звена производства и их заместители.

Основной конечный результат роли №3 – принятие оптимального решения по управления производительностью труда и трудовыми ресурсами.

7. ПЕРСПЕКТИВА РАЗВИТИЯ ПРОЕКТА

На следующих этапах реализации проекта «Продуктив» ожидается дальнейшее усиление корпоративной культуры компании ДТЭК, реформирование структуры управления и изыскание внутренних производственных резервов. Эти изменения совместно с внедрением автоматизации и информатизации процессов дадут возможность снизить численность персонала, в том числе и количество управленческих надстроек, а также изменить нормы управляемости.

Финансовые отношения в системе «предприятие – руководитель структурного подразделения – исполнительный персонал» являются одним из главных составляющих при оптимизации управления производительностью труда и трудовыми ресурсами. Формирование целеполагания, интеграция нормативов с ориентацией на получение максимального количества качественного конечного продукта и внедрение сдельной системы оплаты труда дает возможность текущего влияния на производственные процессы предприятия и мотивацию рабочих. В таком случае, система управления производительностью труда может быть самонастраивающейся, когда в руках у начальника участка и бригадира есть возможность регулировать эффективность работы отдельного сотрудника через фонд оплаты труда. При этом бригадир заинтересован в снижении затрат на неэффективный персонал и сокращении узких звеньев производственного процесса.

8. ШАГИ И СРОКИ НОРМИРОВАНИЯ

Компания ДТЭК обладает необходимой командой и базой данных по энергетическим отраслям и аппаратам управления, позволяющими за короткое время произвести настройку системы для эффективного управления производительностью и трудовыми ресурсами при внедрении нового производства. Сроки, этапы и содержание необходимых действий этого процесса следующие**:**

- 2 недели. Анализ производственной ситуации, интервьюирование участников производственного процесса, описание направлений возможного усовершенствования и способов его реализации;
- 2 недели. Сбор основных данных (основываются на существующих операционных отчетах);
- 3 недели. Анализ и обработка полученных данных. Выполняется статистический анализ данных, по возможности дополняется текущей производственной ситуацией на объекте исследования;
- 3 недели. Разработка так называемых драйверов оптимизации – критериев определения численности и необходимости существования штатной единицы;
- 3 недели. Разработка нормативов на основании полученного анализа, формирование и внедрение аппарата оптимизации трудовыми ресурсами;
- 2 недели. Уточнение нормативов производительности труда и затрат времени. Этот процесс производится по специальной методике в режиме оппонирования непосредственно с руководителями объекта исследования.

Фактически, в течении 3 – 4 месяцев ввысокопрофессиональный коллектив проекта «Продуктив» имеет возможность провести полный аудит производственной деятельности предприятия, установить узкие места и предложить мероприятия по

усовершенствованию управления производительностью труда и трудовыми ресурсами. Подтверждение этому – успешная реализация такого проекта для компании ДТЭК.

9. ВЫВОДЫ

Основные направлениями технологического и организационного усовершенствования технологий добычи угля на шахтах компании ДТЕК – интенсификация и концентрация горных работ с внедрением в производство высокопроизводительной горнодобывающей техники. Все это было бы не возможным без разработки новых технологий и внедрения системы управления производительностью и трудовыми ресурсами. Начиная с 2015 года, команда из пяти человек при взаимодействии со всеми структурными подразделениями компании успешно реализовала проект «Продуктив», тем самым обеспечив без дополнительных инвестиций более 153 млн. долларов экономию по фонду оплаты труда и снижение численности персонала на 12 000 человек. В результате были унифицированы подходы к выполнению своих персональных заданий персоналом; процессы, связанные с производством; структуры строения отдельных подразделений; нормы выработки и затраты времени; профессиональные и должностные обязанности и др.

Проведённая реструктуризации производства была направлена на поиск внутренних резервов шахтных объектов компании ДТЭК. Как показала практика, мотивация персонала вместе с технико-технологическим перевооружением производства стали основой повышения производительности труда. Все это в конечном счете привело к позитивным социальным изменениям среди трудящихся, повышению эффективности работы и снижению себестоимости продукции. Появилась внутренняя ответственность рабочих за конечный результат производственной деятельности.

ЛИТЕРАТУРА

[1] Dychkovskyi, R., Falshtynskyi, V., Lozynskyy, V. & Saik, P. 2015: Development the concept of borehole underground coal gasification technology in Ukraine. *Theoretical and practical solutions of mineral resources mining. CRC Press Taylor & Francis Group, London, UK/ Balkema P,O. Box 11320, 2301 EH Leiben*, 91-96.

[2] Falshtynskyi, V.S., Dychkovskyi, R.O., Lozynskyi, V.G. & Saik, P.B. 2012: Research an Adaptation Processes of the System «Rock and Coal Massif – Underground Gasgenerator» on Stand Setting. *Instytut Gospodarki Surowcami mineralnymi i energiją Polskiej akademii nauk,* 241-254.

[3] Falshtynskyi V.S., Dychkovskyi R.O., Saik P.B., Lozynskyi V.H., Cáceres Cabana E. 2017: Formation of thermal fields by the energy-chemical complex of coal gasification. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu.* (6), 36-43

[4] Pivnyak G., Dychkovskyi R., Falshtynskyi V., Cabana Cáceres E. 2017: Energy Efficiency and Economic Aspects of Mining Wastes Utilization within the Closed Cycle of Underground Gas Generator. *Advanced Engineering Forum,* (25), 1-10.
DOI: 10.4028/www.scientific.net/AEF.25.1

[5] Pazynich, Y., Kolb, A. & Potempa, Michał. 2017: Implementation of Energy Safety Policy in Ukraine by Means of Energy Saving in Electric Drive Systems, *Advanced Engineering Forum, Vol. 25, pp. 96-105,*
DOI: 10.4028/www.scientific.net/AEF.25.96

[6] Пазиніч, Ю.М. 2015: Модернізація політичної системи та забезпечення політичної стабільності. *Економіка в умовах глобалізації: проблеми, тенденції, перспективи. – Д.: Державний ВНЗ "НГУ",* 47-49.
[7] Pazynich Y.M. 2014: Modernizing of Political System and Political Stability Ensuring. *Economy under Conditions of Globalization: Problems, Trends and Prospectives. – D.: NGU,* 47 - 49.
[8] Пазиніч, Ю.М. 2014: Використання інформаційних технологій навчання в сучасній системі освіті. *Буття філософії: здобутки минулого та виклики сучасності: Матеріали Всеукраїнської наукової конференції. – Д.: НГУ,* 88 - 90. http://ir.nmu.org.ua/bitstream/handle/123456789/147971/88-90.pdf?sequence=1.
[9] Pazynich, Y.M. 2014: Use of Learning Informational Technology in Modern System of Edukation. *– D.: NGU*, 88-90. http://ir.nmu.org.ua/bitstream/handle/123456789/147971/88-90.pdf?sequence=1
[10] Дычковский, Р.Е., Поротников, В.В., Котов, Ю.В., Григорьев, С.П., Дычковский, Е.Р. 2003: Направления развития высокопродуктивных технологий выемки угля. *Науковий вісник НГУ,* (11), 11-14.
[11] Дичковський, Р.О. 2010: Високомеханізоване виймання тонких вугільних пластів в зонах структурних змін гірського масиву Львівсько-Волинського басейну. *Д.: Національний гірничий університет*, 104 с. https://www.infona.pl/resource/bwmeta1.element.baztech-article-BSL9-0046-0013/content/partDownload/9cb800de-51d1-3179-891e-4fe63214435f
[12] Аверин, Г. А., Доценко, Г.О. 2007: Экономическое обоснование хозяйственных решений на угольных предприятиях. *Алчевск: ДонГТУ,* 154 с.
[13] Welch, Jack & Welch, Suzy. 2007: Winning: The Answers on 74 key questions of modern busyness. *ISBN 978-5-902862-35-2*, 192 p.

Problematyka zarządzania wydajnością pracy oraz zasobami ludzkimi w kompanii DTEK

R.E. Dychkovskyi
Narodowy Uniwersytet Górniczy, m. Dnipro, Ukraina

O.V. Kosobokov
Kompania DTEK, m. Kijów, Ukraina

K.O. Yurchenko
Narodowy Uniwersytet Górniczy, m. Dnipro, Ukraina

Rozpatrzono pytania dotyczące optymizacji systemu zarządzania zasobami ludskimi oraz wydajnością pracy w kompanii DTEK. Na podstawie analizy całego cyklu technologicznego produkcji górniczej zaproponowane są sposoby racjonalizacji i wyeliminowania „wąskich miejsc" tego procesu. Szczególną uwagę zwrócono na polepszenie techniko-technologicznego stanu i optymizacji wykorzystania ludzkich zasobów pracy podczas wykonania prac oczyszczających oraz przygotowawczych. Jest przytoczone doświadczenie pogodnej pracy z firmami Kinsey & Company co do wdrażania teki projektów, skierowanych na zmianę struktury i procesów kompanii DTEK oraz wszystkich jego segmentów. Przedstawione są podstawowe części projektu co do podwyższenia wydajności pracy – „Produktiv", celem którego jest audyt personelu oraz ocena jego przydatności zawodowej, podwyższeniu kwa lifikacji pracowników, i w ostatecznym wyniku, propozycje co do racjonalności wykonania procesu wytwórczego podczas zwiększenia zakresu produkcji oraz spadu jej kosztów własnych. Ekonomiczna ocena zaproponowanych rozwiązań pokazuje ich celowość i niezbędność w warunkach zaciętego rynku produkcji surowca energetycznego i generacji energii elektrycznej na rynku wewnętrznym Ukrainy i za granicą.

SŁOWA KLUCZOWE: firma kopalniana, zasoby pracy, wytwórcze procesy kopalni, optymizacja i racjonalizacja

WPROWADZENIE

Zaopatrzenie odpowiedną kadrą i, należycie, organizacja pracy we wszystkich branżach działalności przedsiębiorstw jest najważniejszym komponentem efektywności wykonywania procesów technologicznych każdego przedsiębiorstwa. Wykorzystanie wysokowydajnej, najbardziej współczesnej techniki, która jest wystarczająco kosztowna, wymaga zaopatrzenia należycie wykształconym personelem. Cały technologiczny szereg procesu produkcji musi być sprężyście wyregulowany, ponieważ, wydajność całego przedsiębiorstwa będzie zależała

od przejściowej zdolności najbardziej „wąskiego" ogniwa w jego strukturze. Takie podejście szczególnie sprężyście odczuwa się podczas prowadzenia najtrudniejszych operacji i należycie funkcjonowania każdej kopalni węgla.
Przykładem pomyślnej rekonstrukcji i optymizacji, jak techniko-technologicznego, tak i zarządzania personelem na wszystkich etapach działalności kopalnianych przedsiębiorstw może być kompanii DTEK. Od początku lat 2000, DTEK zdążył faktycznie zwiększyć wydobywanie węgla o trzykroć. Przy czym, wszystko to odbywało się nie w ekstensywny sposób lecz kosztem rozstawienia operacji wydobywczych pośrednictwem obszaru pól kopalnianych i wzrostu liczby oczyszczanych ścian, ale poprzez metodę intensyfikacji i koncentracji wydobycia zasobów węgla. Ważnym elementem jakościowej poprawy działań produkcyjnych, nie w niewielkim stopniu, było wprowadzenie nowej polityki zarządzania zasobami ludzkimi i zasobami pracy przedsiębiorstw. W rezultacie w ciągu ostatnich pięciu lat średnie dzienne obciążenie dna przekroczyło 2000 ton przy średniej pojemności dynamicznej złoża wynoszącej około 1,05 m. Jest to najwyższa wartość spośród wszystkich wiodących na świecie przedsiębiorstw górniczych z takimi warunkami górniczo-geologicznymi.

Wszystkie te wyniki umożliwiły opracowanie nowych obszarów działalności, które dotyczą wszystkich etapów przetwarzania i wykorzystania węgla, w tym wprowadzenia niekonwencjonalnych technologii wydobycia węgla [1,2, itp.] i wykorzystania odpadów wydobywczych [3,4, itp.]. Szczególną uwagę zwraca się na przetwarzanie węgla i termiczne wytwarzanie energii elektrycznej, jej akumulację, przesyłanie i wykorzystanie [5], a także szkolenia specjalistów najwyższej kategorii [6,7 itd.].

OGÓLNA CHARAKTERYSTYKA OBIEKTU BADAWCZEGO

Dzisiaj DTEK jest systemem pionowo zintegrowanych kompanii, które obejmują cały zamknięty cykl od wydobycia surowców energetycznych do wytwarzania energii elektrycznej jako produktu końcowego. Jest to największa firma energetyczna na Ukrainie, produkująca w czterech segmentach energetycznych:

- *Węgiel* – 56% produkcji węgla na Ukrainie, rezerwy 1 640 mln ton, 8 min, w tym 18 min
- *Wytwarzanie* – 63% produkcji energii cieplnej na Ukrainie, 9 elektrowni, 2 elektrociepłownie, 52 bloki energetyczne, moc zainstalowana 13 GW
- *Przesyłanie energii elektrycznej* – 30% rynku ukraińskiego, 4 firmy dystrybucyjne, 3,4 miliona użytkowników końcowych
- *Energia odnawialna* – 20% rynku ukraińskiego. Zainstalowana moc 200 MW, 65 turbin wiatrowych, TOP 5 największych w Europie
- Wydobywanie *gazu i kondensatu* – zasoby o wartości 26 miliardów metrów sześciennych. m, 3 depozyty, 20 odwiertów

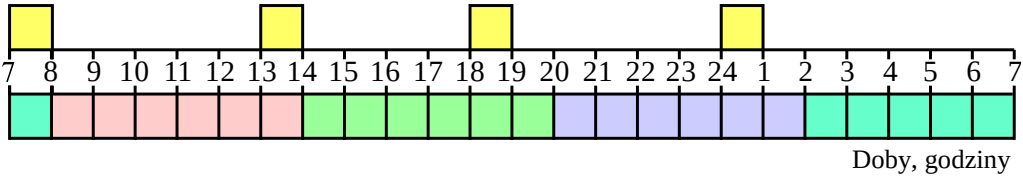
WYMAGANIA WSTĘPNE DOTYCZĄCE REORGANIZACJI PRODUKCJI I JEJ GŁÓWNYCH ETAPÓW

W 2012 roku DTEK zakończył etap akumulacji majątku produkcyjnego i przeszedł do stanu systematyzacji. Wspólnie z McKinsey & Company wdrożono portfel projektów w celu zmiany struktury i procesów firmy, co zaowocowało przekształceniem i ujednoliceniem spółki zarządzającej oraz wszystkich segmentów.
Spółka utworzyła biuro projektowe, które zapewnia transformację procesów biznesowych, wdrażanie projektów informatycznych (SAP ERP) oraz zarządzanie projektami mającymi na celu poprawę wydajności pracy oraz strukturyzację firmy i przedsiębiorstw w zależności od

zmieniających się procesów technologicznych. Na tym etapie oceniono dostępne zasoby i wskazano kierunki poprawy działalności przedsiębiorstw.
Szczegółowo rozważymy największy potencjał węgla DTEK - Pavlogradugol, który składa się z 10 min. W 2008 r., Kiedy sprywatyzowano ją przez spółkę DTEK, produkcja węgla wyniosła 14,1 mln ton rocznie, przy 24 600 pracownikach, co stanowiło normę zarządzania 12 pracownikami na 1 szefa kadry administracyjnej i kierowniczej. Zarządzanie przeprowadzono w systemie trójstopniowym: zarządzanie kopalniami, aparatura zarządzająca stowarzyszenia węglowego (630 osób), nadbudowa zarządzania
W ramach projektu przeprowadzono reformę, która wyeliminowała jeden poziom zarządzania - stowarzyszenie składające się z prawie 900 osób; 10 kopalni jest powiększonych do 5 kopalń z planową produkcją 4 mln ton każda, a administracyjne superstruktury są o połowę mniejsze. Jednocześnie zunifikowano struktury, nazwy zawodów, typowe procesy, harmonogramy prac wszystkich pięciu zakładów górniczych. Najlepsze praktyki wydobywcze zostały wprowadzone do produkcji. Obawy związane z ograniczeniem możliwości zarządzania przedsiębiorstwami węglowymi nie zostały potwierdzone.
W 2017 roku Pavlogradugol wyprodukował 20 milionów ton. W tym samym czasie liczba personelu zmniejszyła się do 18 850 osób z normą kontrolowania 17 pracowników na kierownika personelu administracyjnego i kierowniczego.

ZWIĘKSZENIE WYDAJNOŚCI GŁÓWNYCH OPERACJI WYDOBYWCZYCH

Głównym składnikiem decydującym o ogólnej wydajności kopalni jest wielkość wydobycia węgla w kopalniach, a także zapewnienie przygotowania i oddania do eksploatacji zasobów węgla przedsiębiorstwa. W związku z tym rewaloryzacja frontu rozliczeniowego musi być ciągła i uzasadniona ekonomicznie. Zgodnie z warunkami górniczo-geologicznymi oraz technicznym i technicznym wsparciem konkretnego odcinka pola minowego, należy również rozwiązać naukowo uzasadnione zadanie organizacji pracy. Wszystko to powinno się odbywać jednocześnie z wprowadzeniem nowoczesnych zmechanizowanych kompleksów mających na celu zwiększenie produkcji węgla i opracowanie schematów technologicznych dla maksy-`malnego wykorzystania sprzętu górniczego [8].
Jak wiadomo, codzienne skomplikowane brygady zajmują się sprzątaniem przodku i pracami przygotowawczymi. W tych zespołach każdy uczestnik procesu produkcyjnego ma tylko swoje specyficzne funkcje. Co więcej, mogą przecinać się i duplikować (górnicy oczyszczają lub przygotowują przodek) lub mogą być unikalne tylko dla tych zawodów (elektrycy, mechanicy). Od koherencji i wzajemnego zrozumienia w zespole zależy ostateczny wynik całego procesu technologicznego.
Operacje drążenia i wydobywania wykonywane są cyklicznie, zarówno podczas jednej zmiany, tak i w ciągu dnia. Dziś dość często w ukraińskich kopalniach nie są wyraźnie uregulowane naprawy i zmiany przygotowawcze. Obecna naprawa elementów konstrukcyjnych zmechanizowanego kompleksu odbywa się w razie potrzeby, na dowolnej zmianie. Ponieważ proces rozładowywania macierzy może być również stosowany wymuszony leczenie ogranicznik działa przez pewien okres czasu [8, 9]. Zatem, tryb pracy ekonomicznie twarze, których ostatecznym celem jest maksymalna wydajność przy minimalnych kosztach produktu końcowego. Ponadto, takie podejście jest możliwe zarówno do wykonywania wyrobisk kombajnu chodnikowego lub za pomocą wiercenia i obróbki strumieniowej, jak również za pomocą kombajnów i pług instalacji stroną roboczą. Schemat ideowy codziennej organizacji pracy w zakresie rozliczania i twarze przygotowawczych pokazanego na rysunku 1.



Rys. 1. Schemat dobowej organizacji prac w eksploatowanym i przygotowawczym przodkach: – trwałość zmian pracy podczas operacji wydobywczych oraz drążeniu przygotowawczych wyrobisk – czas przeniesienia zmian operacji przygotowawczo-końcowych

Głównym faktorem motywacyjnym pracowników dobowych brygad, które zapewniają podstawowe procesy w eksploatowanym i przygotowawczym przodkach są zróżnicowana płaca za pracę osobno za wykonanie podstawowych operacji produkcyjnych oraz prac przygotowawczych do tych operacji. Czas spędzony w drodze do miejsca pracy, jedynie dodatkowa płatność (zamiast zapłaty) jest dokonywana jako procent od wynagrodzenia. W związku z tym personel stara się dotrzeć do miejsc pracy tak szybko, jak to możliwe. Ponadto na Ukrainie, w przeciwieństwie do polskiego górnictwa, ustalono na poziomie legislacyjnym, że brygada, podzielona na ogniwa, działa na 4 zmiany po 6 godzin każda. Jedyny czas, jaki należy wziąć pod uwagę, to czas spędzony w miejscu pracy na eksploatowanym i przygotowawczym przodku.
W związku z tym podstawa wynagrodzenia w zależności od kategorii taryfowych w eksploatowanym przodku, który istnieje w ukraińskich przedsiębiorstwach górniczych, przeprowadzono następujące prace:

- bezpośrednie dostarczenie sposobów produkcji wydobycia (wgłębienie węgla przesunięcie odcinków, przycinanie lawy);
- czynności końcowe i przygotowawcze do przeniesienia i akceptacji zmian.

Zgodnie ze znanymi zasadami [10 itd.] liczba pracowników zatrudnionych do wykonywania podstawowych czynności i naprawy przesunięcie przygotowawcze określone na podstawie ustalonych norm wyjściowych codziennie obciążenia i straty czasu, aby wykonać pewne operacje. Liczba osób jest zastępowana na podstawie ich umieszczenia w miejscu pracy.
Lista wymaganych pracowników uwzględnia również czas spędzony w weekendy i święta oraz wskaźnik rezerwy, który zwiększa minimalną liczbę pracowników o co najmniej 40%. W związku z tym ten wskaźnik jest często nieuzasadniony. Jak pokazała praktyka, sytuacja ta jest absolutnie niezgodna z obecnymi stosunkami rynkowymi w sektorze paliwowym i energetycznym. W związku z tym wymagało to opracowania i wdrożenia nowych zasad organizacji pracy i zarządzania liczbą pracowników w przedsiębiorstwach górniczych.

TWORZENIE NOWEJ KONCEPCJI ZWIĘKSZANIA WYDAJNOŚCI PRACY

Obecnie we wszystkich segmentach wydobycia węgla i produkcji energii DTEK wdraża projekt mający na celu zwiększenie wydajności pracy – "produktywny". Zespół projektowy składa się z pięciu osób. Personel ten to specjaliści posiadający praktyczne umiejętności pracy w każdym konkretnym elemencie produkcji energii. Minęli, głównych pracowników i stanowisk kierowniczych bezpośrednio w kopalniach i elektrowniach cieplnych. Zostali oni wybrani na podstawie konkurencji od zaawansowanych uczestników procesu produkcyjnego.

Głównym celem uczestników projektu "Produktiv" – udział w usprawnień operacyjnych i zarządzania personelem, a także w ciągłym procesie zwiększania wydajności pracy. Uzyskane wyniki potwierdziły skuteczność proponowanych innowacji. Spróbujmy ujawnić niektóre aspekty funkcjonowania tego projektu, które uzasadniają efektywność zarządzania personelem w sumie 65 000 osób.

Po pierwsze – zrozumienie ideologii. DTEK rozwinęło zrozumienie, że nieefektywne zarządzanie liczbą pracowników i produktywnością pracy, w górniczo-geologicznym i techniczno-technologicznym środowisku, w którym działa firma, może prowadzić do katastrofalnych rezultatów. Zostało to oparte na następujących negatywnych czynnikach:

- nieefektywność procesów,
- demotywacja pracowników przy wykonywaniu procesów technologicznych,
- nierównomierne obciążenie pracą personelu,
- nieefektywne wykorzystanie funduszu pracy,
- oszustwo – niewłaściwe wykorzystanie zasobów (na Ukrainie jest ono określane jako zawierające "przebiśniegi" - pracowników, którzy nie uczestniczą w procesie produkcyjnym, ale figurują na liście przedsiębiorstw).

W związku z tym pierwszą poprawą wprowadzoną w strukturach strukturalnych DTEK jest przejrzystość definicji i wdrażania norm pracy zgodnie z jasnymi standardami czasu. To podejście dotyczy wszystkich pracowników kompanii od pracownika do dyrektora kopalni.

Po drugie, jasne zrozumienie pośrednich i końcowych celów. Oceny osiągnięcia celów dokonuje się poprzez określenie efektywności finansowej robotów danego pracownika dla firmy. Na przykład dochód dostarczony przez jednego pracownika z 10 największych europejskich przedsiębiorstw energetycznych wynosi średnio 207 tysięcy euro na osobę, a w firmie takiej jak Lotos liczba ta osiąga 700 tysięcy euro na osobę. Dzisiaj wskaźnik ten jest znacznie niższy w DTEK. W związku z tym opracowano całą strategię mającą na celu zwiększenie wydajności personelu zatrudnionego w przedsiębiorstwach, a pośrednie cele polegają na osiągnięciu średniej wydajności zaawansowanych europejskich przedsiębiorstw energetycznych.

Po trzecie, jasne zrozumienie narzędzi do osiągnięcia celów. Ostatecznym celem poprawy pracy jakiejkolwiek działalności produkcyjnej jest osiągnięcie maksymalnego możliwego zysku poprzez obniżenie kosztów produkcji i zwiększenie wydajności pracy. W odniesieniu do wysokiej wydajności pracy wskaźnik ten osiąga się, przestrzegając następujących warunków:

- poprawa efektywności wdrażania procesów całego technologicznego cyklu produkcyjnego,
- stworzenie prawidłowej struktury zarządzania i funkcjonowania przedsiębiorstw oraz rozmieszczenie personelu,
- zapewnienie optymalnej liczby zatrudnionych pracowników z odpowiednimi kwalifikacjami zawodowymi.

Jeśli te warunki zostaną spełnione, wzrost produktywności pracy jest możliwy bez wzrostu inwestycji w utrzymanie wyrobisk górniczych, a także istniejącej floty maszyn i, odpowiednio, także zastrzyków finansowych na zakup nowego sprzętu górniczego. W ujęciu monetarnym wzrost wydajności oznacza zmniejszenie udziału funduszu płac we wszystkich pozycjach wydatków.

Obniżenie kosztów wynagrodzeń pracowników można osiągnąć jedynie poprzez zmniejszenie nadmiernej liczby pracowników. Normalną praktyką funkcjonowania przedsiębiorstw jest stała inwestycja w podnoszenie jakości personelu, która jest osiągana poprzez rozwój systemu

motywacji. Oznacza to stały wzrost wynagrodzeń, rozwój efektywnego zarządzania i rozwoju zawodowego pracowników.
W 2012 roku firma DTEK doszła do przekonania, że zarządzanie produktywnością pracy powinno być obsługiwane centralnie. Ta ścieżka jest ewolucyjna z wyraźnym podziałem na przedziały czasowe:

- do 2012 r. rozwiązanie zadań niesystemowych mających na celu zmniejszenie liczby, realizacja projektów dotyczących outsourcingu / insourcingu (optymalizacja usług związanych z transportem drogowym, technologią informacyjną, rachunkowością itp.)
- 2012–2014, standaryzacja struktur i harmonogramów pracowniczych w ramach projektu transformacji Spółki, optymalizacja kadry zarządzającej, systemowa integracja funkcji usługowych,
- 2015–2018, początek projektu "Produktywny". Głównym celem tego scentralizowanego programu jest zwiększenie produktywności pracy, stworzenie dynamicznego modelu liczby i wydajności, przejście do zarządzania procesami powiązanymi i liczby wymaganego personelu oraz zoptymalizowanie liczby wszystkich przedsiębiorstw produkcyjnych. W rzeczywistości projekt jest dedykowaną funkcją poprawiającą wydajność pracy przy minimalnych infuzjach finansowych,
- po 2018 r. przejście do zarządzania systemem liczby i wydajności. Ten etap zakłada zrównoważone zarządzanie pakietem wskaźników KPI (liczba, wydajność, wielkość inwestycji). Utworzone narzędzia korporacyjne i modele relacji, skoncentrowane na przejrzystej kontroli w systemie inwestycyjnym. Scentralizowany podział urządzenia do zarządzania projektami "Productiv" jest tworzony, co umożliwia uwzględnienie bezpośredniej korelacji między liczbą personelu, produktywnością i kosztami finansowymi na rozwój inwestycji.

Zespół projektowy "Produktiv" obejmuje wszystkie obszary działalności DTEK. Zarządzanie projektem odbywa się za pośrednictwem rady koordynacyjnej, której uczestnikiem jest dyrektor generalny, dyrektor ds. Zarządzania personelem, dyrektorzy jednostek strukturalnych oraz bezpośrednio kierownik projektu. Taka koordynacja działań jest konieczna, w zależności od wagi powierzonych zadań, konieczności zgłaszania ich każdemu pracownikowi firmy i współpracy w celu uzyskania końcowego wyniku.

SKŁADNIKI OGÓLNEJ KONCEPCJI PROJEKTU

Zespół projektu "Produktywny" opracował wspólną unikalną koncepcję do realizacji projektu zarządzania wydajnością pracy i zasobami pracy w DTEK. Obejmuje następujące metody:

- racjonowanie,
- zwolnienie personelu,
- opozycja.

Wszystkie metody są połączone w jeden wspólny system i umożliwiają optymalne rozwiązywanie problemów zarządzania procesami technologicznymi produkcji. Rozważmy szczegółowo każdy element koncepcji.

Metoda racjonowania. Jest to cykliczna sekwencja następujących etapów:

- kontrola istniejących numerów, zewnętrzna i wewnętrzna analiza porównawcza określonych wskaźników wydajności (zbieranie wskaźników statystycznych), wewnętrzne i zewnętrzne porównywanie skutecznych procesów (wizyty w miejscach pracy),
- opracowanie standardów korporacyjnych na poziomie konkretnych wskaźników, które odpowiadają najlepszym praktykom,

- rozwój zmian organizacyjnych (recepty dla właścicieli procesów),
- zalecenia dotyczące zmiany podejścia, procesów, oparte na najlepszych praktykach (skrócenie etapów koordynacji i czasu obiegu dokumentów poprzez wprowadzenie systemów elektronicznego uzgadniania, wyeliminowanie nieefektywnych procesów, niepotrzebne kontrole, zastosowanie maksymalnej automatyzacji),
- optymalizacja liczby pracowników - redukcja nadmiernego zatrudnienia, wprowadzenie "otwartych" systemów pracy,
- monitorowanie realizacji działań mających na celu dostosowanie procesów i rozmieszczenie personelu, monitorowanie zmian wskaźników wydajności i dostosowanie decyzji modelowych,
- ponowny audyt (cykl rozpoczyna się ponownie).

Czas trwania cyklu w firmie DTEK wynosi jeden rok. W związku z tym w ciągu roku realizowane jest również rozwiązanie zadania zwiększenia wydajności i optymalizacji liczby personelu.

Metoda wydawania personelu. Tej techniki należy poświęcić szczególną uwagę, ponieważ wymaga ona ścisłego algorytmu kolejnych działań. Ponadto, w wyniku jego realizacji, należy w jak największym stopniu uwzględnić interes spółki i każdego pracownika.

Na pierwszym etapie definiowany jest tzw. "Kierowca" dla każdego zawodu – kryterium potrzeby zawodu, dla którego zostanie utworzony standard. W rzeczywistości, wymagana ilość pracy do wykonania na osobę lub grupę ludzi jest określana, zgodnie z rozmieszczeniem personelu w kopalni.

Po zebraniu wewnętrznych i zewnętrznych danych statystycznych w porównywalnych warunkach powstaje szereg statystyczny określonych wskaźników. Im bardziej reprezentatywna jest próba statystyczna, tym dokładniejsze wyniki uzyskujemy. Normę wymaganej ilości pracy wykonanej przez określony czas ustala się na poziomie trzeciego kwartału próby statystycznej (25% badanych pracowników wskazuje, że ich wydajność jest równa lub wyższa od ustalonego etatu).

Początkowe dane do utworzenia planowanej liczby to planowany zakres prac, a także:

- wymagania zewnętrzne,
- układ technologiczny,
- rodzaj sprzętu,
- aktualne standardy.

Ważnym elementem normalizacji zakresu pracy jest również optymalne rozmieszczenie pracowników. Na przykład, badając rozmieszczenie personelu w 52 jednostkach energetycznych firmy w wytwarzaniu energii elektrycznej z wykorzystaniem energii cieplnej, określono najlepsze praktyki związane z lokowaniem państwa. W związku z powyższym zidentyfikowane najlepsze praktyki systemu pośrednictwa pracy wdrożono we wszystkich stacjach firmy. Proces analizy i przeglądu ustalonych norm jest ciągły. Cykliczność wprowadzania zaktualizowanych wskaźników wynosi jeden rok i opiera się na praktykach zewnętrznych i wewnętrznych.

DTEK przywiązuje dużą wagę do wprowadzania zmian organizacyjnych. Jest to końcowy produkt uzyskany podczas testów porównawczych iw wielu przypadkach nie wymaga dodatkowych inwestycji. W wyniku ich wdrożenia znacznie wzrasta produktywność pracowników.

Weźmy pod uwagę kilka aspektów praktycznego wdrożenia zmian organizacyjnych na przykładzie studiów najlepsze doświadczenia zewnętrznego, w szczególności, doświadczenie

polskich spółek górniczych. Po przeanalizowaniu podejścia stosowanego w polskich kopalniach, wprowadzenie podziemnych linii przenośnikowych operatorzy, zainstalowanie kamer do wizualizacji procesów węgla odlewania z jednej linii przenośnika do drugiego, DTEK planuje zmniejszenie liczby nisko wykwalifikowanych pracowników, który jest używany w firmie do wykonywania tych funkcji i, ogólnie, Przeprowadzić konserwację linii przenośników.
Innym przykładem jest zmiana technologii i kultury ustalania przygotowawczych prac górniczych. Według naszych obliczeń, poprawa ta pozwoli w przyszłości znacząco zmniejszyć liczbę personelu zaangażowanego w tych badaniach.
Głównym kierunkiem tej transformacji jest maksymalne zaangażowanie personelu w zakresie obsługi procesów biznesowych i poczucie odpowiedzialności w celu uzyskania produktu końcowego. Zgodnie z ogólnie przyjętą definicją zaangażowania – to fizyczne, emocjonalne i intelektualne pracowników państwowych, który motywuje ich do wykonywania najlepsza praca to możliwe. Z tych pozycji wdrażana jest metodologia wydawania personelu w firmie DTEK. Zasada ta jest dobrze reprezentowana przez dyrektora generalnego General Electric Jack Welch, który powiedział: „Zaangażowanie każdego pracownika – jest źródłem prawdziwej wydajności. To źródło, które pozwala zwiększać je nie stopniowo, ale czasami" [11].
Metoda sprzeciwu. Zmiana liczby i składu pracowników jest bardzo złożonym procesem. Jak pokazuje praktyka, jest to raczej "bolesny temat" do zarządzania poszczególnymi podziałami strukturalnymi. Dlatego kierownictwo Spółki nie wywiera presji na szefów segmentów w kwestii zmniejszenia liczby pracowników. Wskaźniki liczby personelu i wydajności pracy są głównym produktem negocjacji zespołu z szefami departamentów. Są tu dwie powiązane ze sobą funkcje: ze strony uczestnika projektu – porównanie dotychczasowych doświadczeń i sugestii do poprawy, ze strony liderów – opozycja. Głównym narzędziem sprzeciwu jest argumentacja. W rzeczywistości proces ten wiąże się z zaangażowaniem zespołu zarządzającego w proces normalizacji wydajności pracy personelu.
Aby osiągnąć wynik w opozycji, zespół "Produktiv" musi korzystać z trzech głównych "ról". Każda z nich implikuje analizę problemu, narzędzi wykorzystywanych do postrzegania informacji i wpływu, docelowych odbiorców i końcowego wyniku.
Rola 1 "Wdzięczny słuchacz". Na tym etapie wykorzystywana jest analiza procesów i ustalonych relacji produkcyjnych w danej jednostce strukturalnej. Przeprowadza się wywiady z personelem, które są odpowiedzialne za wdrażanie poszczególnych procesów i poszczególnych wykonawców związanych z tą produkcją, wizyty w miejscu pracy, zbieranie informacji technicznych i danych statystycznych.
Użyte narzędzia:
- aktywne słuchanie,
- zaangażowanie w proces,
- analityczne przetwarzanie zebranych informacji.

Ważnym elementem tego oddziaływania jest bezpośredni dialog w miejscu pracy pracowników, a także przekazywanie pracownikom końcowych wyników niezbędnej reorganizacji. W rzeczywistości istnieje wyjaśnienie, że każdy indywidualny uczestnik procesu produkcji ponosi przede wszystkim indywidualną odpowiedzialność za produkt końcowy, a ten produkt musi być dostarczony przez najbardziej wykwalifikowany personel w celu zapewnienia odpowiedniego finansowania.
Grupa docelowa to kadra kierownicza przedsiębiorstwa, osobne pododdziały strukturalne, pracownicy inżynieryjni i techniczni, kapitanowie i pracownicy wszystkich kierunków.
Głównym efektem końcowym roli nr 1 jest obiektywna, kompleksowa analiza istniejących procesów produkcyjnych w przedsiębiorstwie.

Liczba roli 2 "Pracownik". Stosowana jest praktyka omawiania hipotez. Na tym etapie sporządzany jest raport z wyników analizy, wprowadzane są propozycje zmian reorganizacyjnych w oparciu o otrzymane informacje o najlepszych praktykach. W rzeczywistości, na podstawie istniejących hipotez, kształtuje się najbardziej odpowiednia forma zarządzania personelem.

Narzędzia są używane:

- wykazanie się dobrym zrozumieniem sytuacji,
- analiza statystyczna i analityczna zebranych informacji,
- stosowanie zasad okrągłego stołu,
- odbieranie opinii.

Docelowi odbiorcy na etapie roli numer 1 to inżynierowie i pracownicy techniczni oraz kierownicy poszczególnych działów strukturalnych.

Głównym efektem końcowym roli nr 2 jest opracowanie wspólnej decyzji o ustaleniu wymaganej liczby personelu zgodnie ze stawkami produkcji na osobę w określonym czasie.

Rola 3 "Agresywny sprzedawca". Na tym etapie istnieje wystarczająco agresywna polityka wdrażania proponowanych rozwiązań. Konieczne jest przezwyciężenie dość bezpostaciowego stanu istniejących stosunków produkcyjnych. Ważnym elementem zapewnienia sukcesu jest wyraźne rozłożenie w czasie głównych etapów wdrażania w celu reorganizacji i optymalizacji zasobów ludzkich. Ponieważ praktyka realizowania roli pokazów numer 2, sukces jest zapewniony dzięki wprowadzeniu tak zwanej metodologii "agresywnej sprzedaży", stąd nazwa tej roli. W rzeczywistości, jako "aktywnie wdrożony produkt" są elementy decyzji o reorganizacji stosunków produkcji i zarządzania zasobami ludzkimi.

Na tym etapie personel projektu "Produktywny" realizuje następujące działania:

- wyjaśnienie zadań, głównych celów, otrzymanych pozytywnych aspektów i metodologii realizacji projektów,
- demonstracja analitycznych opracowań dotyczących wewnętrznych i zewnętrznych doświadczeń, najlepszych praktyk, programów i innych aspektów projektu,
- prezentacja opracowanych wspólnych hipotez, a także korzyści w ich realizacji w produkcji,
- dyskusje dotyczące podejmowania optymalnych decyzji dotyczących zarządzania wydajnością pracy i zasobami pracy.

Narzędzia są używane:

- ważność proponowanych działań dla projektu i jasna zgodność z wymaganiami, raport do kierowników jednostek strukturalnych naukowego paradygmatu i zasady doskonalenia technologicznego,
- ujawnienie przedmiotu, przedmiot optymalizacji zarządzania produktywnością pracy i zasobami pracy oraz szczegółowe opracowanie tego procesu,
- uzasadnienie dogłębnego zrozumienia istoty problemu,
- kształtowanie świadomości znaczenia realizowanych zadań i zaangażowanie każdego uczestnika procesu produkcyjnego w podejmowane decyzje,
- przestrzeganie jasnych ram czasowych na wdrożenie projektu (zarządzanie czasem, zasady przyjmowania i wdrażania decyzji).

Ważnym elementem tego wpływu jest:

- korzystanie z ich terytorium,
- gościnność i tolerancja
- życzliwość, zaufanie i otwartość,
-zainteresowanie wzajemnie korzystnym wynikiem i uzyskanie maksymalnego efektu produkcyjnego.

Docelową grupą odbiorców na etapie roli nr 3 są najwyżsi menedżerowie produkcji i ich zastępcy.
Głównym efektem końcowym roli nr 3 jest przyjęcie optymalnego rozwiązania do zarządzania wydajnością pracy i zasobami pracy.

PERSPEKTYWA ROZWOJU PROJEKTU

W kolejnych etapach projektu "Produktiv" oczekuje się dalszego wzmocnienia kultury korporacyjnej DTEK, zreformowania struktury zarządzania i znalezienia krajowych rezerw produkcyjnych. Zmiany te, wraz z wprowadzeniem automatyzacji i informatyzacji procesów, pozwolą na zmniejszenie liczby personelu, w tym liczby nadbudów menedżerskich, oraz na zmianę standardów sterowalności.
Stosunki finansowe w systemie "przedsiębiorstwo – kierownik jednostki strukturalnej – personel wykonawczy" jest jednym z głównych elementów optymalizacji zarządzania wydajnością pracy i zasobami pracy. Kształtowanie wyznaczania celów, integracja standardów z orientacją na uzyskanie maksymalnej ilości produktu końcowego o wysokiej jakości oraz wprowadzenie systemu wynagradzania za pracę na akord umożliwia bieżący wpływ na procesy produkcyjne przedsiębiorstwa i motywację pracowników. W rzeczywistości system zarządzania produktywnością pracy w tym przypadku może być samoregulujący, gdy w rękach szefa serwisu i brygadzisty można regulować efektywność pracy poszczególnych pracowników za pośrednictwem funduszu płac. W tym przypadku brygadzista jest zainteresowany obniżeniem kosztów nieefektywnego personelu i zmniejszeniem wąskich ogniw w procesie.

KROKI I WARUNKI RACJONOWANIA

DTEK dysponuje niezbędnym zespołem i bazą danych na temat przemysłu energetycznego i urządzeń sterujących, pozwalając przez krótki czas skonfigurować system do wydajnego zarządzania produktywnością i zasobami pracy przy wdrażaniu nowej produkcji. Warunki, etapy i treść niezbędnych działań w tym procesie są następujące:

- 2 tygodnie. Analiza sytuacji produkcyjnej, wywiady z uczestnikami procesu produkcyjnego, opis obszarów możliwych usprawnień i sposobów ich realizacji,
- 2 tygodnie. Gromadzenie danych podstawowych (w oparciu o istniejące raporty operacyjne)
- 3 tygodnie. Analiza i przetwarzanie otrzymanych danych. Przeprowadzana jest statystyczna analiza danych, jeśli to możliwe, uzupełniana obecną sytuacją produkcyjną na terenie badawczym,
- 3 tygodnie. Opracowanie tzw. Sterowników optymalizacyjnych - kryteriów określania liczby i zapotrzebowania na istnienie jednostki personelu,
- 3 tygodnie. Opracowanie standardów w oparciu o otrzymaną analizę, utworzenie i wdrożenie aparatu optymalizacji personelu,
- 2 tygodnie. Specyfikacja standardów wydajności pracy i czasu. Proces ten jest przeprowadzany specjalną metodą w trybie sprzeciwu bezpośrednio z przywódcami przedmiotu śledztwa.

W rzeczywistości w ciągu 3-4 miesięcy wysoce profesjonalny zespół projektu "Produktiv" ma możliwość przeprowadzenia pełnego audytu działalności produkcyjnej przedsiębiorstwa, zidentyfikowania wąskich gardeł i zaproponowania środków w celu poprawy zarządzania wydajnością pracy i zasobami pracy. Potwierdzeniem tego jest udana realizacja takiego projektu dla firmy DTEK.

WNIOSKI

Główne kierunki usprawnień technologicznych i organizacyjnych w zakresie technologii wydobycia węgla w kopalniach spółki DTEK jest intensyfikacja i koncentracja działalności górniczej wraz z wprowadzeniem do produkcji urządzeń high-górniczej. Wszystko to nie byłoby możliwe bez rozwoju nowych technologii i wprowadzenia systemu zarządzania wydajnością i pracą. Począwszy od 2015 roku, zespół pięciu osób w interakcji z wszystkich działów konstrukcyjnych firma z powodzeniem wdrożyła „produktów" projekt, zapewniając w ten sposób, że żadne dodatkowe inwestycje ponad 153 mln. Dolarów oszczędności na płacy i zmniejszenie liczby pracowników o 12 000 płatności. W rezultacie podejścia do wykonywania ich osobistych zadań przez personel zostały ujednolicone; procesy związane z produkcją; struktura struktury poszczególnych jednostek; normy produkcji i czasu; obowiązki zawodowe i zawodowe itp.

Restrukturyzacja produkcji została skierowana na poszukiwanie wewnętrznych rezerw zakładów górniczych firmy DTEK. Jak widać, motywacja pracowników, wraz z technicznego i technologicznego modernizacji maszyn były główny wzrost wydajności pracy. Wszystko to ostatecznie doprowadziło do pozytywnych zmian społecznych wśród pracowników, zwiększenie wydajności i zmniejszenie kosztów produkcji. Odpowiedzialność wewnętrzna pracowników za ostateczny rezultat działań produkcyjnych.

LITERATURA

1. Dychkovskyi, R., Falshtynskyi, V., Lozynskyi, V., & Saik, P. (2015). Development the concept of borehole underground coal gasification technology in Ukraine. *New Developments in Mining Engineering 2015*, 91-95. https://doi.org/10.1201/b19901-18

2. Falshtynskyi, V.S., Dychkovskyi, R.O., Lozynskyi, V.G., & Saik, P.B. (2012). Research an Adaptation Processes of the System «Rock and Coal Massif – Underground Gasgenerator» on Stand Setting. *Instytut Gospodarki Surowcami mineralnymi i energiją Polskiej akademii nauk*, 241-254.

3. Falshtynskyi, V.S., Dychkovskyi, R.O., Saik, P.B., Lozynskyi, V.H., & E. Cáceres Cabana. (2017). Formation of thermal fields by the energy-chemical complex of coal gasification. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu.* (6), 36-43

4. Pivnyak, G., Dychkovskyi, R., Falshtynskyi, V., & Cabana, E. C. (2017). Energy Efficiency and Economic Aspects of Mining Wastes Utilization within the Closed Cycle of Underground Gas Generator. *Advanced Engineering Forum, 25*, 1-10. https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/aef.25.1

5. Pazynich, Y., Kolb, A., & Potempa, M. (2017). Implementation of Energy Safety Policy in Ukraine by Means of Energy Saving in Electric Drive Systems. *Advanced Engineering Forum, 25*, 96-105. https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/aef.25.96

6. Пазиніч, Ю.М. (2015). Модернізація політичної системи та забезпечення політичної стабільності. *Економіка в умовах глобалізації: проблеми, тенденції, перспективи. Дніпропетровськ: Державний ВНЗ "НГУ",* 47-49.

7. Pazynich, Y.M. (2014) Modernizing of Political System and Political Stability Ensuring. *Economy under Conditions of Globalization: Problems, Trends and Prospectives. Dтизкщзуекщміл: NGU,* 47-49.

8. Пазиніч, Ю.М. (2014). Використання інформаційних технологій навчання в сучасній системі освіті. *Буття філософії: здобутки минулого та виклики сучасності: Матеріали Всеукраїнської наукової конференції.* Дніпропетровськ: НГУ, 88-90.

9. Pazynich, Y.M. (2014) Use of Learning Informational Technology in Modern System of Edukation. *Dnipropetrovsk: NGU*, 88-90.

10. Дычковский, Р.Е., Поротников, В.В., Котов, Ю.В., Григорьев, С.П., & Дычковский, Е.Р. (2003). Направления развития высокопродуктивных технологий выемки угля. *Науковий вісник національного гірничого університету*, (11), 11-14.

11. Дичковський, Р.О. (2010). Високомеханізоване виймання тонких вугільних пластів в зонах структурних змін гірського масиву Львівсько-Волинського басейну. *Дніпропет-ровськ: Національний гірничий університет*, 104.

12. Аверин, Г., & Доценко, Г.О. (2007). Экономическое обоснование хозяйственных решений на угольных предприятиях. *Алчевск: ДонГТУ*, 154.

13. Welch, J. & Welch, S. (2007). Winning: The Answers on 74 Key Questions of Modern Business, 192.



«ПРОДУКТИВ» - СИСТЕМНОЕ УПРАВЛЕНИЕ ЧИСЛЕННОСТЬЮ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬЮ ТРУДА

2017 ГОДА

Содержание

1. Проблематика
2. Цели и задачи Проекта
3. План и команда Проекта
4. Уникальность решения
5. Сложность внедрения и инструменты преодоления
6. Результаты Проекта и полученный эффект
7. Перспектива развития Проекта

1. Проблематика. Ящик Пандоры несистемного управления численностью

- В 2012 году ДТЭК осуществил масштабные преобразования структуры и процессов Компании и Предприятий
- Подходы к численности и наименований должностей профессий предприятий, вошедших в ДТЭК, были не унифицированы
- Организационные изменения повысили требования к унификации и стандартизации процессов
- Численность предприятий не соответствовали лучшим практикам

- Неэффективность процессов
- Неравномерная загруженность

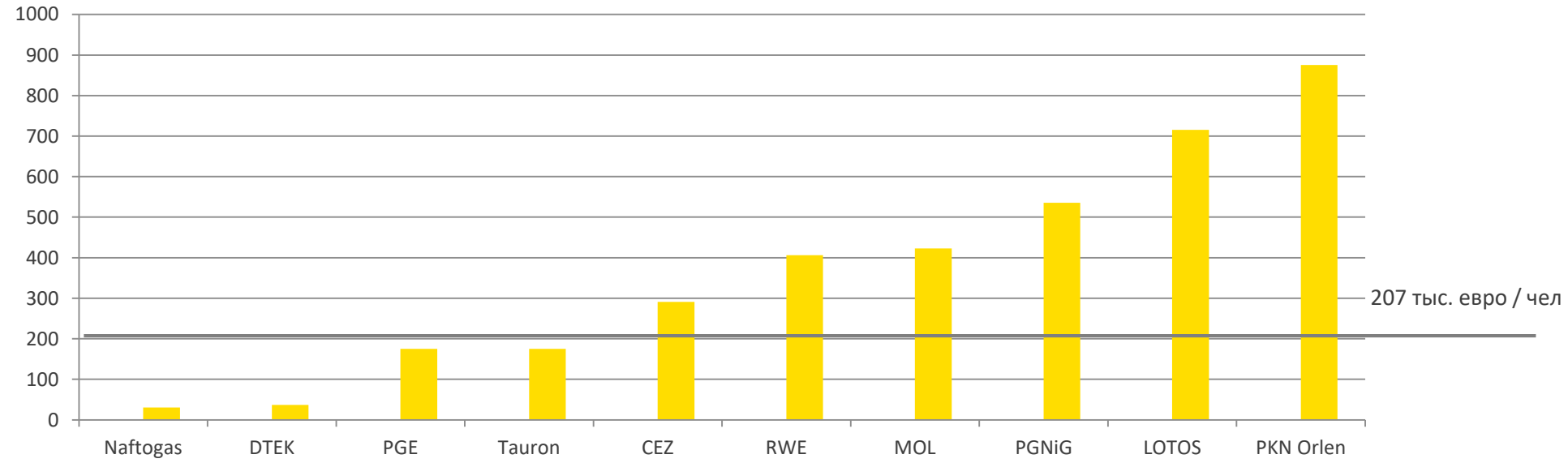


- Мошенничество («подснежники»)
- Неэффективное использование фонда оплаты труда
- Демотивация персонала

1. Проблематика. Производительность труда украинских компаний в разы уступает показателям энергетических компаний Европы

В украинских компаниях один сотрудник в среднем обеспечивает **47 тысяч евро дохода в год на одного сотрудника**, тогда как в Центральной и Восточной Европе средний показатель доходности составляет **207 тысяч евро в год на одного сотрудника***

Топ-10 компаний в сфере энергетики и ресурсов в Центральной и Восточной Европе

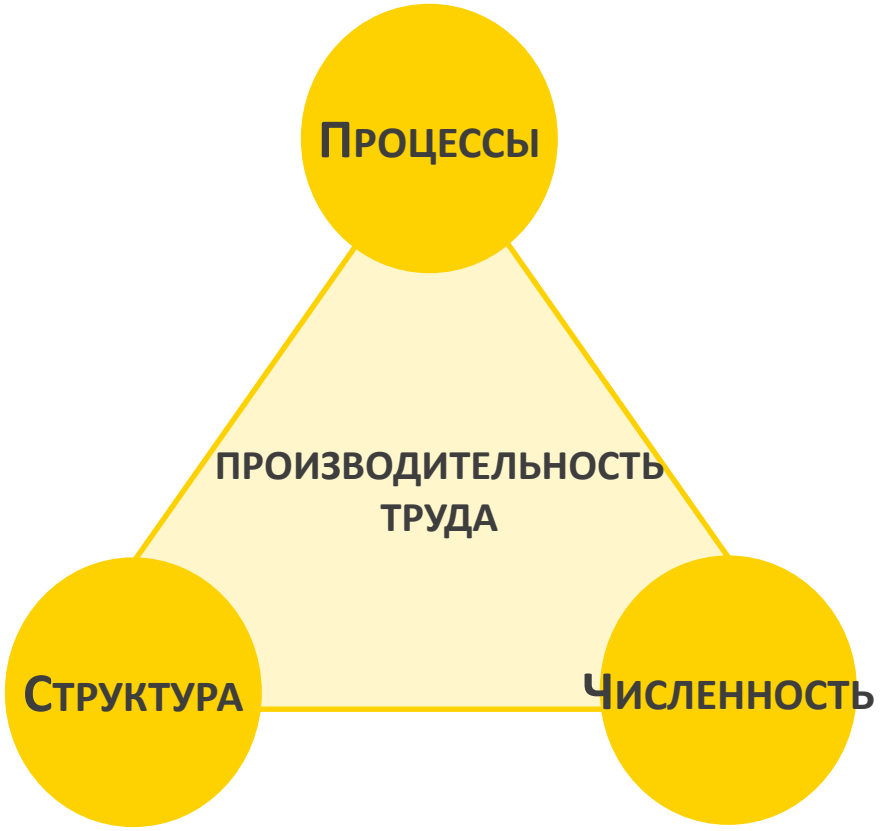


2.Цели и задачи Проекта. Переход к системному управлению численностью

До 2012	2012 - 2014	2015 - 2017	После 2018
Децентрализованное управление	**Оптимизационная модель численности**	**Продуктив**	**Централизованное управление**
▪ Задачи по снижению численности ▪ Проекты по аутсорсингу/ инсорсингу (автотранспорт, ИТ, бухгалтерия)	▪ Стандартизация структур и штатных расписаний в рамках Вертикали ▪ Моделирование численности ▪ Оптимизация управленческого персонала ▪ Системный инсорсинг сервисных функций в ДТЭК Сервис ▪ Функция не выделена	▪ Централизованная Программа повышения производительности ▪ Создание динамичной модели численности и производительности ▪ Переход к связанному управлению процессами и численностью ▪ Оптимизация численности всех производственных предприятий ▪ Выделенная функция	▪ Системное управление численностью и производительностью ▪ Управление связкой КПЭ (численность, производительность, объём инвестиций) ▪ Общекорпоративные инструменты и модели ▪ Централизованное подразделение

От децентрализации к построению централизованной системы

2. Цели и задачи Проекта. Снижение доли ФОТ в затратах Компании, оптимизация Процессов, повышение производительности труда



Высокая **производительность труда** достигается, если созданы следующие условия:

- **Эффективные процессы**
- **Правильная структура (расстановка)**
- **Оптимальная численность**

Повышение производительности за счет этих условий возможно без увеличения инвестиций в поддержание и без инвестиций в новое оборудование

В денежном выражении повышение производительности означает снижение доли Фонда оплаты труда в затратах

Такое снижение достигается только через уменьшение избыточной численности, так как компании постоянно инвестируют в персонал: рост зарплат, мотивация, развитие менеджмента и повышение квалификации рабочих

3. План и команда проекта. Команда



Образумов Владислав
Руководитель Программы,
Заместитель исполнительного директора по трансформации бизнес-процессов



Кособоков Александр
Руководитель проектной группы
Предыдущий опыт работы:
- Заместитель директора по производству
- Заместитель директора по экономике и финансам
- Менеджер ПП Вертикаль
- Руководитель проектной группы по трансформации процессов ремонтов и производства SAP ERP



Семеренко Максим
Менеджер
Предыдущий опыт работы:
- Инженер технической службы СОП «Киевские ТЭЦ»
- Навигатор

Направление: Бизнес-партнеры, Дистрибуция, Киевэнерго



Ивановский Артём
Менеджер
Предыдущий опыт работы:
- Начальник отдела технологической связи
- Менеджер ПП Вертикаль
- Менеджер проектной группы по трансформации процессов ремонтов и производства SAP ERP

Направление: Генерация, Киевэнерго, Обогатительные фабрики



Скиба Андрей
Главный специалист
Предыдущий опыт работы:
- Участковый горный нормировщик ШУ «Павлоградское»
- Главный технолог отдела операционных улучшений ШУ Павлоградское

Направление: Киевэнерго, Уголь



Галков Роман
Главный специалист
Предыдущий опыт работы:
- Горный мастер ш. Юбилейная
- Участковый горный нормировщик ш. Юбилейная Главный технолог отдела операционных улучшений ШУ Першотравенскоее

Направление: Киевэнерго, Дистрибуция, Уголь

3. План и команда Проекта. Координационный совет и модули

Бюджет Проекта – ФОТ проектной команды из 5 чел.

Координационный совет

- Генеральный директор
- Директор по управлению персоналом
- Руководитель Программы

Сервисная поддержка

- 4 юриста (по 1 на ББ)
- 4 HR (по 1 на ББ)
- 2 PR на план коммуникаций

Проектная группа

- Руководитель проекта
- 4 чел.

1. Внедрение программы Повышение производительности труда в бизнес-блоке Уголь

- Руководитель модуля – Директор бизнеса

2. Внедрение программы Повышение производительности труда в бизнес-блоке Генерация

- Руководитель модуля – Директор бизнеса

3. Внедрение программы Повышение производительности труда в бизнес-блоке Дистрибуция

- Руководитель модуля – Директор бизнеса

4. Внедрение программы Повышение производительности труда Киевэнерго

- Руководитель модуля – Директор бизнеса

5. Внедрение программы Повышение производительности труда КЦ, ДТЭК-Сервис, Электроналадка, УХЛ

- Руководитель модуля – Генеральный директор

План и команда проекта. План проекта

2015

- **ББ Генерация.** Разработать модель численности 10 станций Компании и внутреннего ремонтного подрядчика. Первая волна.
- **ББ Дистрибуция.** Разработать модель численности четырех Облэнерго Компании. Первая волна
- **Электроналадка.** Разработать модель численности внутреннего проектного подрядчика (EPCM)

2016

- **ББ Генерация.** Реализовать модель численности 10 станций Компании и внутреннего ремонтного подрядчика. Первая волна.
- **ББ Дистрибуция.** Реализовать модель численности четырех Облэнерго Компании. Первая волна
- **Электроналадка.** Реализовать модель численности внутреннего проектного подрядчика (EPCM)
- **Киевэнерго.** Разработать модель численности теплового бизнеса, передачи и поставки электроэнергии, АУП Киевэнерго. Первая волна

2017

- **ББ Уголь.** Разработать модель численности 7 шахтоуправлений и 26 вспомогательных предприятий – обогатительные фабрики, погрузочно-транспортные предприятия, автотранспорт, ремонтно-механические заводы. Вторая волна.
- **Киевэнерго.** Реализовать модель численности теплового бизнеса, передачи и поставки электроэнергии, АУП Киевэнерго. Первая волна

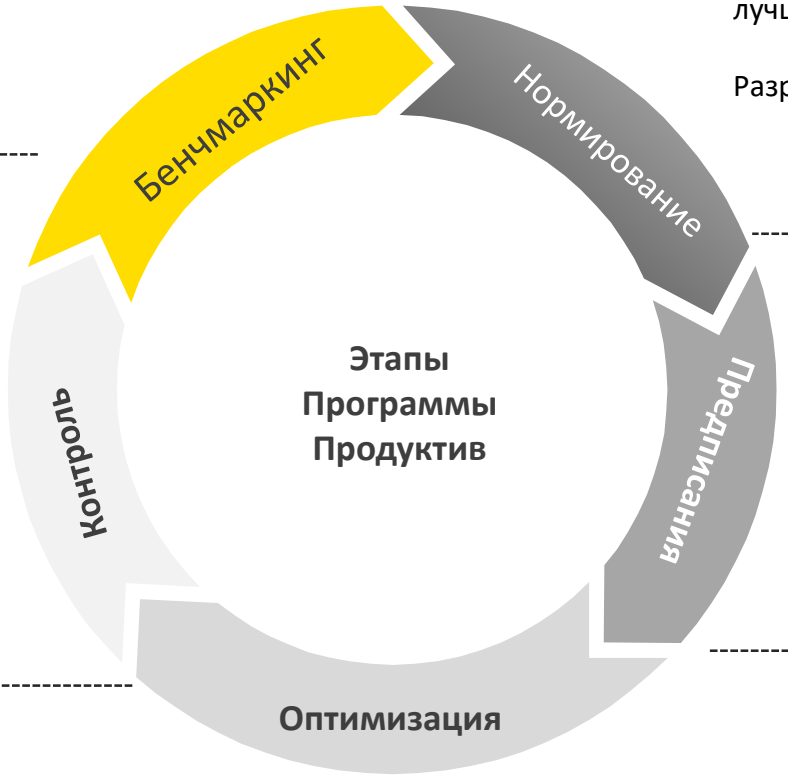
4. Уникальность решения. Подход к повышению производительности труда в ДТЭК Энерго

Аудит существующей численности

Проведение бенчмаркинга по удельным показателям производительности труда

Разработка корпоративных норм на уровне удельных показателей, соответствующих лучшим практикам

Разработка модели численности



Трансформация структуры

Унификация наименования должностей, профессий

Разработка чек-листов несоответствия процессов, рекомендаций по настройке процессов

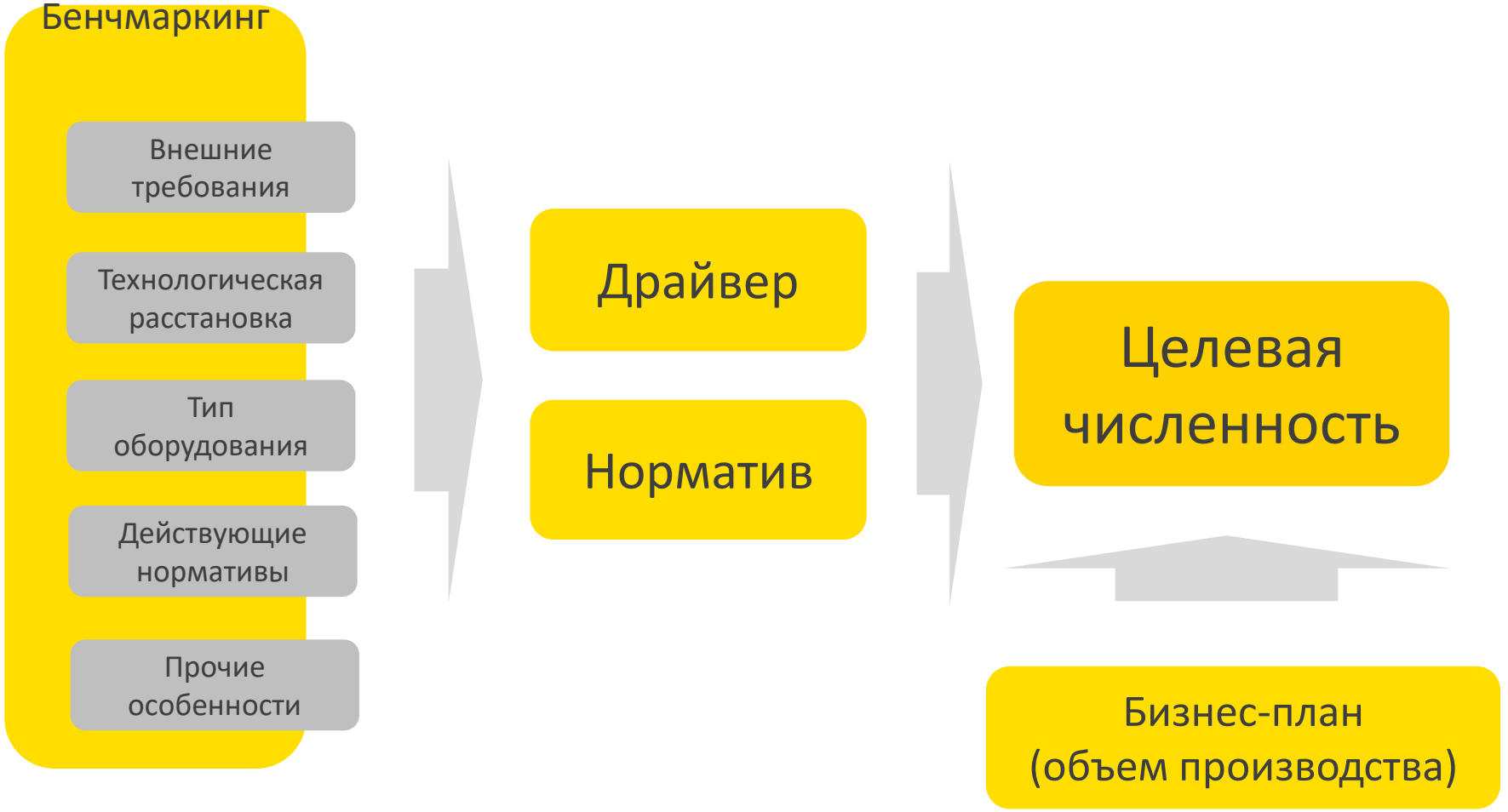
Мониторинг выполнения мероприятий по настройке процессов и расстановке персонала

Контроль изменения производственных показателей и корректировка решений модели

Подготовка штатного расписания

Снижение численности с помощью инструментов высвобождения персонала, которые базируются на лучших организационных и правовых практиках и направлены на снижение рисков ДТЭК

4. Уникальность решения. Планирование численности персонала



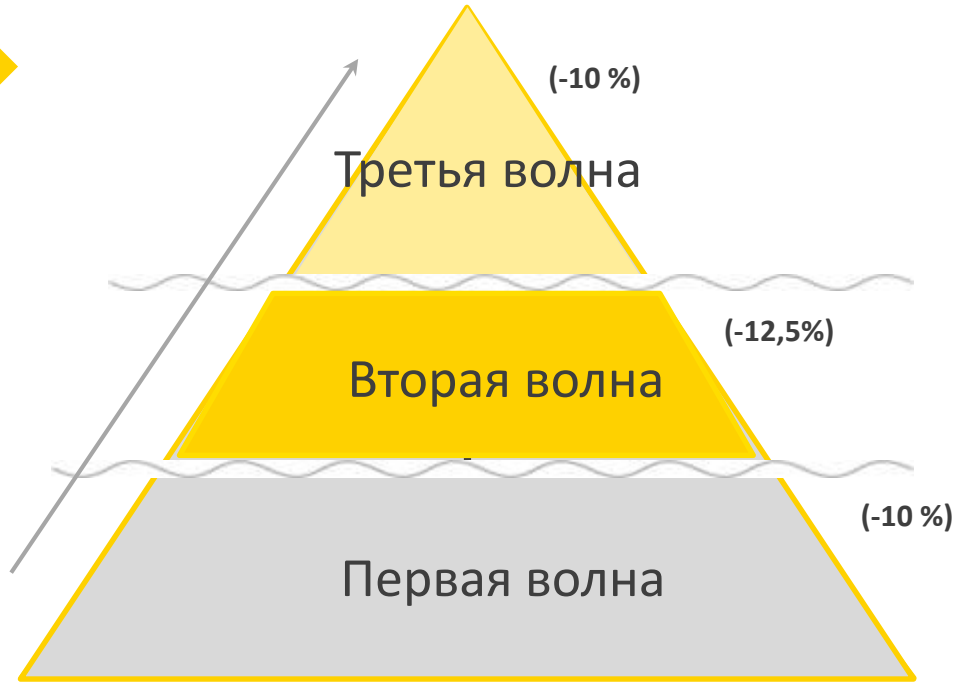
Разработка драйверов предполагает возможность динамичного планирования численности персонала, исходя из планового объема производства

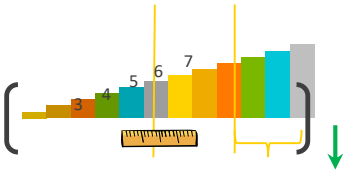
4.Уникальность решения. Модель повышения производительности труда в ДТЭК

Внешний бенчмаркинг + оптимизация процессов + расстановка штата

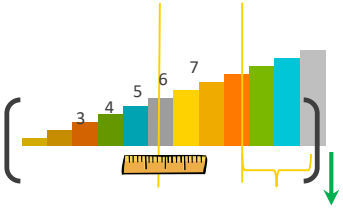
Оптимизация процессов, расстановка штата

Внутренний бенчмаркинг

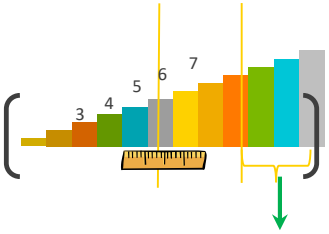




Уровень внешнего бенчмаркинга



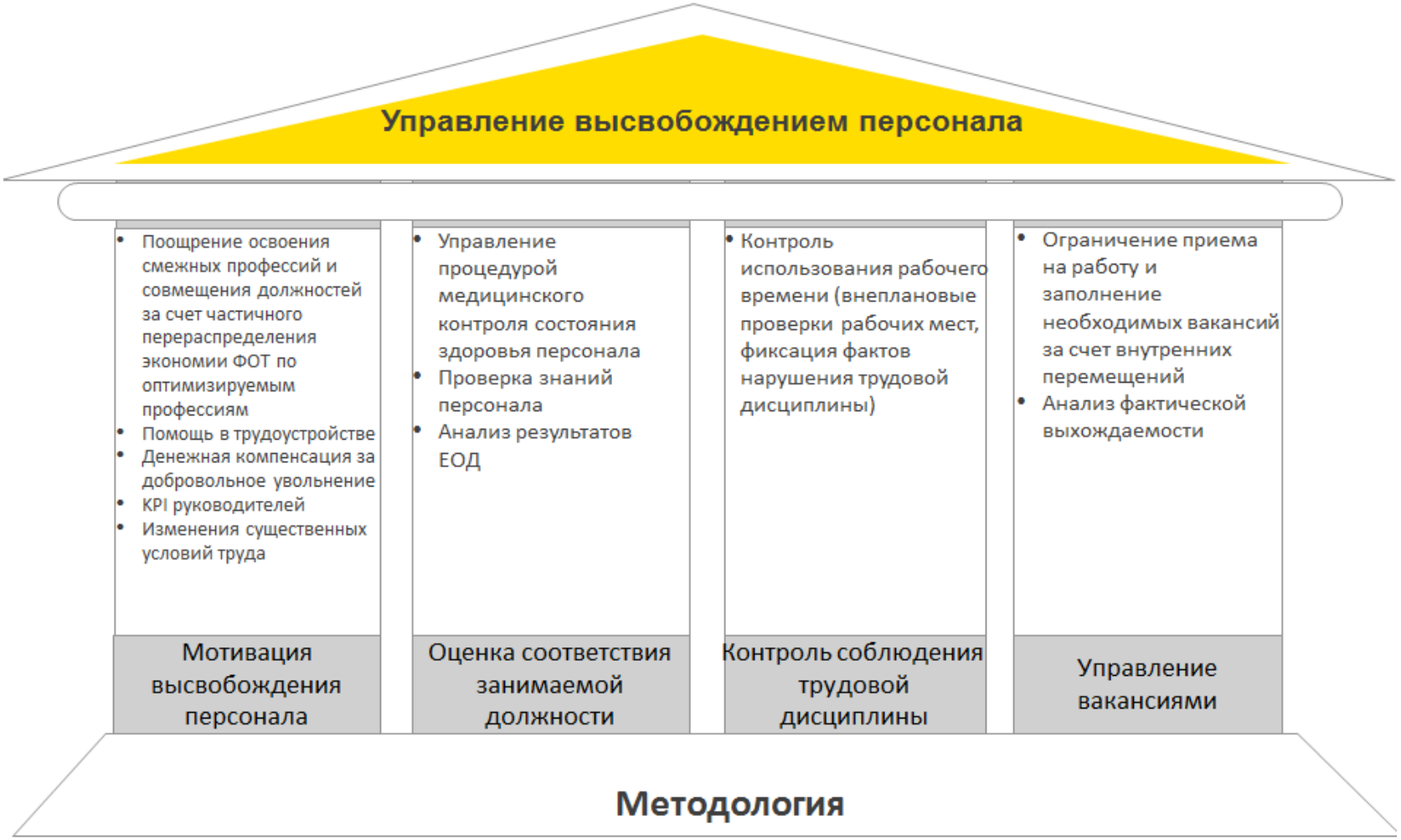
Уровень лучших



Третий квартиль

4. Уникальность решения. Построение прозрачной системы высвобождения персонала

Система высвобождения персонала – это набор методов оптимизации численности, которые базируются на лучших организационных и правовых практиках и направлены на снижение рисков Компании



4.Уникальность решения. Пример определения норматива численности горнорабочего подземного участка вентиляции

Производится сбор данных по удельным показателям с предприятий

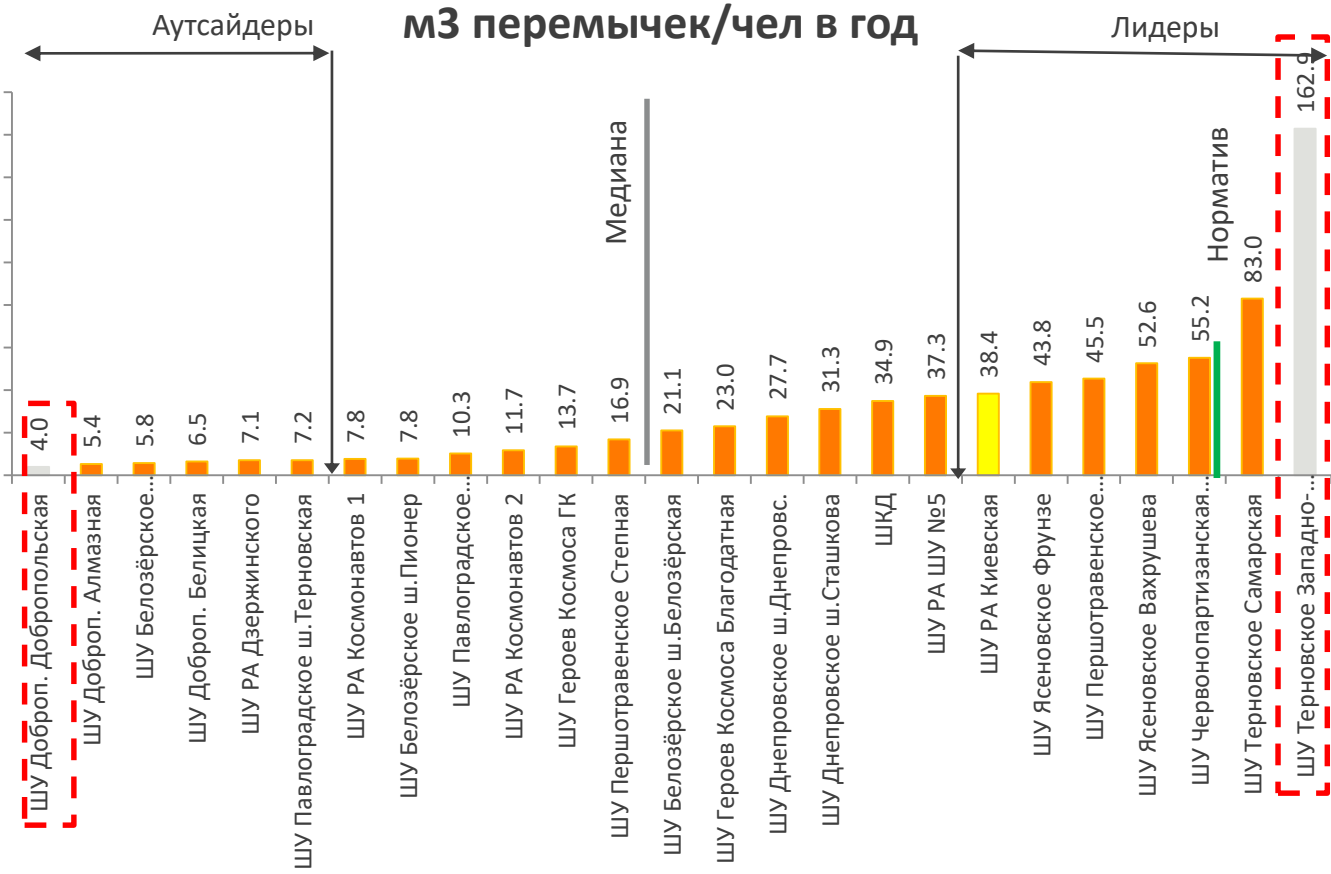
На основании полученных удельных показателей строится диаграмма

Отбрасываются экстремумы (первое и последнее значение)

Диаграмма делится на квартили (в первый попадают аутсайдеры в последний лидеры)

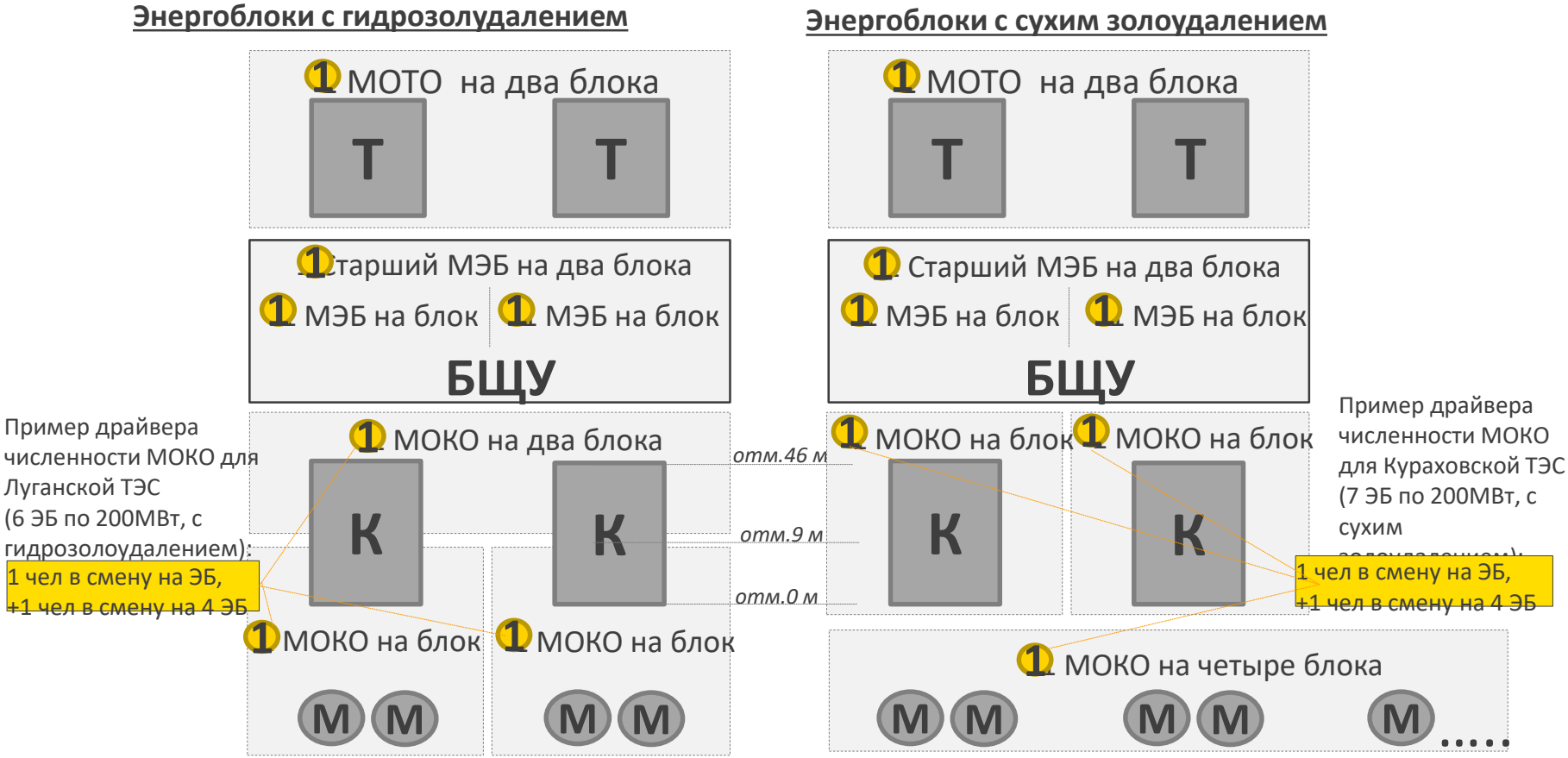
Определяется норматив (середина между третьим квартилем и max значением

Шахтоуправление	м3	человек факт	м3/чел в год
ШУ Доброп. Добропольская	75,6	19	3,98
ШУ Доброп. Алмазная	59,4	11	5,40
ШУ Белозёрское ш.Новодонецкая	35	6	5,83
ШУ Доброп. Белицкая	32,4	5	6,48
ШУ РА Дзержинского	114,3	16	7,14
ШУ Павлоградское ш.Терновская	43,2	6	7,20
ШУ РА Космонавтов 1	15,6	2	7,80
ШУ Белозёрское ш.Пионер	39,2	5	7,84
ШУ Павлоградское ш.Павлоградска	62	6	10,33
ШУ РА Космонавтов 2	164,4	14	11,74
ШУ Героев Космоса ГК	54,7	4	13,68
ШУ Першотравенское Степная	101,6	6	16,93
ШУ Белозёрское ш.Белозёрская	105,7	5	21,14
ШУ Героев Космоса Благодатная	92	4	23,00
ШУ Днепровское ш.Днепровс.	110,97	4	27,74
ШУ Днепровское ш.Сташкова	125,01	4	31,25
ШКД	453,4	13	34,88
ШУ РА ШУ №5	149,3	4	37,33
ШУ РА Киевская	38,4	1	38,40
ШУ Ясеновское Фрунзе	263,04	6	43,84
ШУ Першотравенское Юбилейная	182	4	45,50
ШУ Ясеновское Вахрушева	263,04	5	52,61
ШУ Червонопартизанская КП+свер.	828	15	55,20
ШУ Терновское Самарская	415	5	83,00
ШУ Терновское Западно-Донбасска	977,6	6	162,93
итого	*4800,86*	*176*	
всего наблюдений			*25*
без учета экстемальных			*23*
позиция 3го квартиля			*ШУ РА Киевс*
середина 3го квартиля			*60,70*



- Экстремальные значения (в расчёте не участвуют)
- Позиция третьего квартиля
- Середина третьего квартиля

4. Уникальность решения. Пример определения значения целевого норматива численности на основании расстановки штата и особенностей оборудования ТЭС



Нормативы расстановки персонала разработаны для различных типов станции, мощностей энергоблоков, типов энергоресурсов, наличия и вида золоудаления

Условные обозначения:

Т – турбина

К – котел

М – шаробарабанные мельницы

БЩУ – блочный щит управления

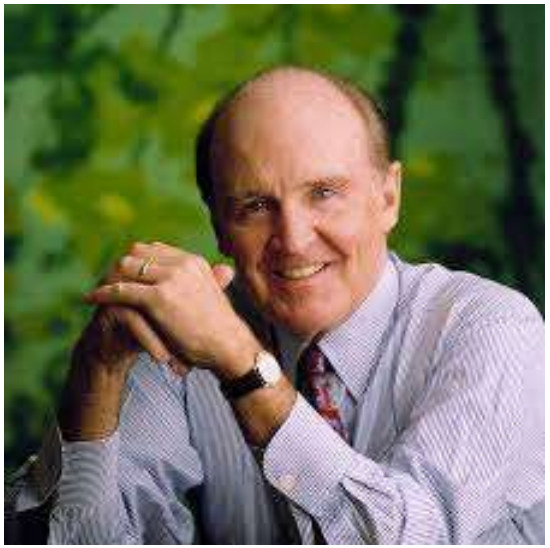
МЭБ – машинист энергоблока

МОТО – машинист обходчик по турбине

МОКО – машинист-обходчик по котлу

5. Сложность внедрения и инструменты преодоления. Вовлечение бизнеса в разработку и согласование модели (1/4)

Вовлеченность — это физическое, эмоциональное и интеллектуальное состояние сотрудников, которое мотивирует выполнять их работу как можно лучше



Вовлеченность каждого отдельного сотрудника - вот источник истинной производительности. Тот источник, который позволяет повысить её не постепенно, а в разы.
Джэк Уэлч (Генеральный директор General Electric)

5. Сложность внедрения и инструменты преодоления. Вовлечение бизнеса в разработку и согласование модели (2/4)

Роль №1. «Благодарные слушатели»

	Шаг	Инструмент	Приправы
Этап 1	Интервьюирование	Активное слушание	«Диалог в спецовке»
Анализ существующих процессов	Посещение рабочих мест	Вовлеченность в процесс	
	Сбор технической информации и статистических данных	Аналитика собранной информации	

Кого слушаем?

- Руководителей предприятий
- Начальников цехов
- Мастеров и рабочих

Результат №1: объективный, всесторонний анализ

5. Сложность внедрения и инструменты. Вовлечение бизнеса в разработку и согласование модели (3/4)

Роль №2 «Сотрудники»

Этап 2	Шаг	Инструмент
Обсуждение гипотез	Доклад о проведеном анализе	Демонстрация обоснованного понимания сложившейся ситуации
	Предложение изменений, базирующиеся на полученной информации о лучших практиках	Статистический и аналитический анализ собранной информации
	Обсуждение гипотез	Использование принципов круглого стола
		Получение обратной связи

С кем сотрудничаем?

- С руководителями предприятий
- Начальниками цехов

Результат №2: Совместное решение

5. Сложность внедрения и инструменты преодоления. Вовлечение бизнеса в разработку и согласование модели (4/4)

Роль №3 «Агрессивные продавцы»

Этап 3

Продажа детального решения

Шаг	Инструмент
Рассказ о целях, спонсорах и методике	**Давление требованиями и научно обоснованной технологией**
Демонстрация аналитики, лучших практик, схем, измерений, цитат из интервью с мастерами и рабочими	**Вовлечение в детали, недоступные до этого момента**
	Обоснование глубинного понимания сути вопроса
Демонстрация совместных с владельцами процесса гипотез	**Формирование причастности к предлагаемому решению**
Дискуссия при принятии решений	**Регламент - управление отклонением от темы, ожидаемого результата и времени на принятие решений**

Кому продаём?

Приправы

- **Своя территория**
- **Гостеприимство («кофе?»)**
- **Доброжелательность**
- **Заинтересованность во взаимовыгодном результате**

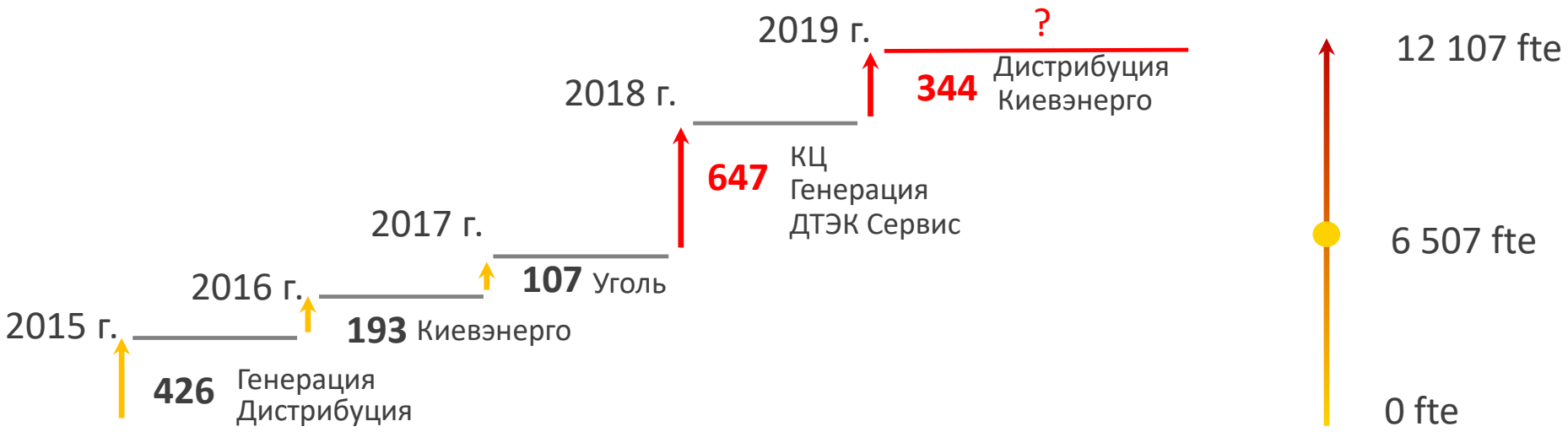
⚠ **Протокол**

Результат №3:
Принятое решение с желаемым результатом

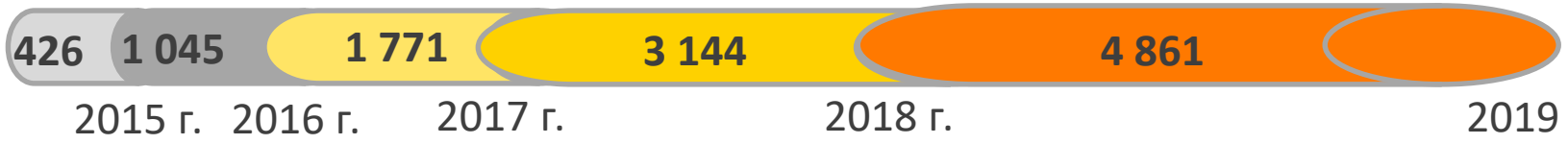
6. Результаты

1. Завершены этапы нормирования, формирования базы данных всех бизнесов
2. Реализована программа высвобождения во всех бизнес-блоках
3. Основные инструменты не позволяют в перспективе получать достигнутых результатов
4. Инструменты Продуктива являются прикладными, позволяют прозрачно и справедливо формировать БП и после завершения проектного этапа
5. Дополнительные инструменты связаны с другими инновационными программами – проектами по автоматизации процессов, операционными улучшениями

Фактические и плановые эффекты Программы, млн.грн. в год

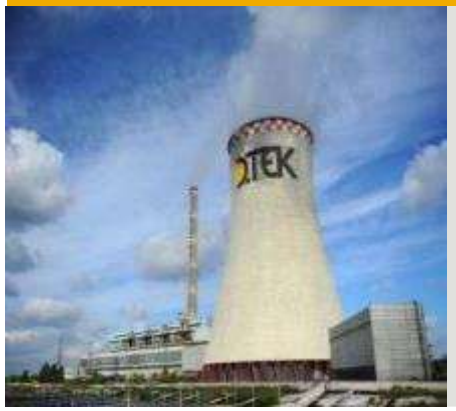


Накопительные фактические и плановые эффекты Программы, млн.грн.



6. Результаты проекта. Генерация

Генерация



- Разделены функции ремонтов и эксплуатации. Внутренние ремонтные подрядчики для всех станций работают по стандартным принципам
- Разработана база нормативов по всем станциям
- Унифицированы структуры ТЭС, наименования должностей, профессий
- В декабре 2015 года утверждена целевая численность ББ Генерация 14 138 fte (-3 029 fte к факту) со сроком достижения 01.01.2017
- В настоящее время план высвобождения выполнен на 100%

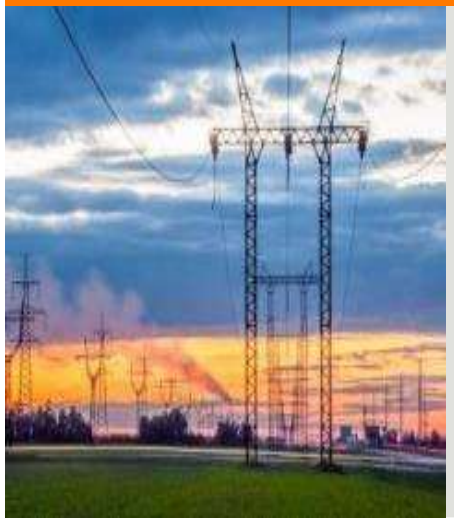
Пример ключевого достижения – реформирование ремонтной функции

	Ремонт	ТО
Тепломеханическое оборудование	ВРП	ТЭС
Энергомеханическое оборудование	ВРП	ВРП
Основное электротехническое оборудование	ВРП	ТЭС
Общестанционное электротехническое оборудование	ТЭС	ТЭС
Тепловая автоматика и измерения	ТЭС	ТЭС
Топливоподача	ТЭС	ТЭС
Тепловые подземные коммуникации	ТЭС	ТЭС
Ремонтно-строительный цех, обмуровка и изоляция	Аутсорсинг	

- ✓ Определён единый набор ремонтных функций, выполняемых ИЭС/ ГРЭ для каждой ТЭС
- ✓ Определена минимально достаточная численность ремонтного персонала для каждой станции
- ✓ Принято решение об аутсорсинге функций ЛЭСР в Энремо и о ликвидации ЛЭСР

Результаты проекта. Дистрибуция

Дистрибуция



- Создан единый аппарат управления взамен АУП ДнОЭ, ДОЭ, ПЭС, ВВС и Дирекции по дистрибуции электроэнергии (управляет предприятиями на контролируемой территории)
- Создан единый аппарат управления взамен АУП ДОЭ, ПЭС, ВВС (управляет предприятиями на неконтролируемой территории)
- Унифицированы структуры РЭС, ВЭС, ГЭС
- Разработана база нормативов всех профессий в дистрибуции
- В феврале 2016 года утверждена целевая численность ББ Дистрибуция 12 614 fte (-2 451 fte к факту) со сроком достижения 01.05.2017
- В настоящее время план высвобождения выполнен на 100%

Пример ключевого достижения – реформа структуры производственных предприятий*

Сокращение управленческих позиций	• ГЭС, ВЭС: заместители • РЭС: старшие мастера • АУП: заместители начальников служб, начальники секторов
Устранение дублирования функций	• ГЭС: Передача ремонтов и инвестиционной программы из Службы распределительных сетей в ПТО • Дирекция по ТОП: передача функций ответов на письменные обращения в ИКЦ • ВЭС: передача расчёта баланса по подстанциям в Дирекцию по ТОП
Укрупнение по территориальному признаку	ГЭС: упразднение Группы материально-технического обслуживания, передача функционала кладовщику базового РЭС; укрупнение территориальных участков Служба средств диспетчерской и технологической связи ДОЭ

* - приведены в качестве примера некоторые изменения, дополнительно проведен переход к стандартной оргструктуре, передача несвойственных функций, переход на двухуровневую модель управления (оптимизация функций ГЭС, ВЭС)

Результаты проекта. Киевэнерго.

Киевэнерго



- Реорганизована структура аппарата управления. Целевая численность аппарата снизится с 1 233 fte (факт) до 250 fte за счет оптимизации и децентрализации (предварительный расчет, численность на стадии согласования). В результате структура КЭ будет стандартизована под структуру Бизнес-блока
- Унифицированы структуры РЭС, РТС
- Разработаны нормативы численности для всех предприятий Киевэнерго
- Целевая численность Киевэнерго 9 593 fte (- 1 812 fte к факту) со сроком достижения 01.07.2017
- В настоящее время план высвобождения выполнен на 100%

Пример ключевого достижения – реформа структуры СОП*

КТЭЦ	• Разделены функции ремонта и эксплуатации • Сформирован единый центр планирования и выполнение ремонтных работ (единые ОППР и ЦЦР) • Оптимизированы ИТР производственного и административного блоков • Разработана бесцеховая структура ТЭЦ для последующих изменений структуры (2 волна)
Завод Энергия	• Сформирована бесцеховая структура • Устранены промежуточные ступени управления оперативным персоналом
КЭС	• Разделены функции ремонта и эксплуатации • Проведен пилотный проект оптимизации оперативно-выездных бригад (2 вместо 3) Принято решение об использовании нового формата бригад
КТС	• Создана служба ТОП по аналогии с РЭС (КЭС и Облэнерго) • Укрупнено по кустовому принципу обслуживание котельных, в том числе оперативный персонал (аппаратчики ХВО, машинисты), эксплуатационный персонал (слесари), ремонтный персонал (ЭТО и КИП) • Унифицирован подход к расстановке штата персонала котельных и станций теплоснабжения

* - приведены в качестве примера некоторые изменения на основных СОП

7. Перспектива развития Проекта. Развитие системы повышения производительности труда

Система повышения производительности труда в ДТЭК Энерго

Полный охват бизнеса ДТЭК Энерго	База данных по ключевым параметрам эффективности и производительности труда всех процессов угольной промышленности, генерации, передачи и поставки электрической и тепловой энергии
Глубокая детализация норм	Нормативы численности для всех профессий, разработанные совместно с владельцами процессов База данных ключевых процессов
Опытная команда	Команда, состоящая из сотрудников, имеющих экспертизу в угольной промышленности, энергетике и дистрибуции, а также имеющие кросс-отраслевые знания и навыки
Практичная методология	Методология нормирования, базирующаяся на лучших практиках, направленная на оптимизацию затрат Система высвобождения персонала, которая базируется на лучших организационных и правовых практиках и направлена на снижение правовых и репутационных рисков

Направление для развития

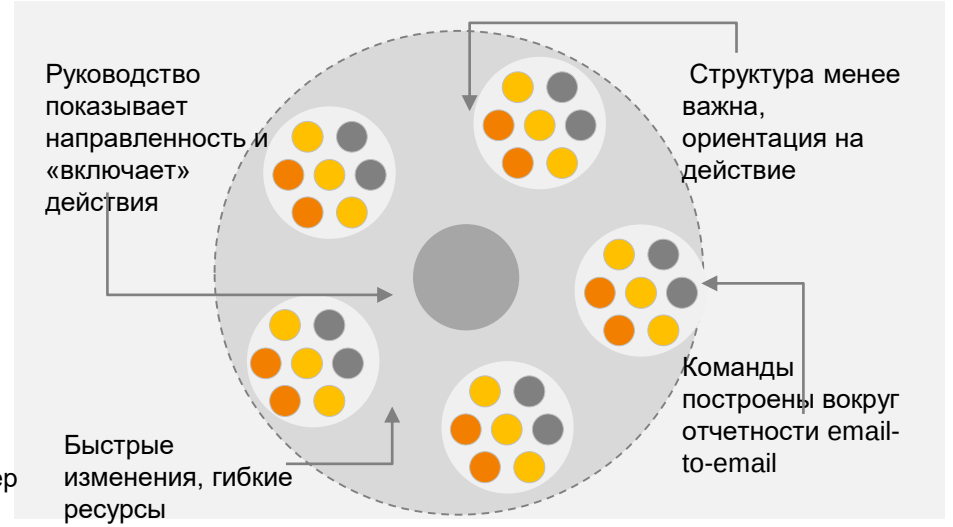


Замкнутость системы ограничивает возможности для развития ДТЭК Энерго: мы используем, в основном, только внутренний бенчмаркинг, очень часто нам недостаточно информации и новых идей для убеждения

Необходимо получить доступ, накапливать и использовать для сравнения базы данных и базы процессов сторонних предприятий для поступательного повышения стандартов

7. Перспектива развития Проекта. Модель численности Корпоративного центра – это не столько нормативы, сколько изменение Культуры и Гибкости управления





От…	К…
Организация как “машина” с жестко закодированными инструкциями и жесткой основой; люди выполняют их роли, как “винтики” в системе	Организация как системы, в которой люди быстро и эффективно сотрудничают по задачам и проектам, без границ
Лидеры как вдохновители: спускают задачи и инструкций сверху вниз	Лидеры как катализаторы, которые показывают направление и настраивают систему для эффективной работы людей
Защита большинства людей в организации от стрессов и сложностей. Информация как дефицитный товар и необходимо знать доступ	Все сотрудники находятся в определенной степени неопределенности и стресса, имеют доступ к информации по умолчанию
Оптимизация набора результатов и планов	Оптимизация воздействий неожиданных событий (положительные и отрицательные)

7. Перспектива развития Проекта. Этапы и сроки разработки для новых предприятий

Интервьюирование владельцев процесса.

1– 3 недели

Цель проведения интервью – описание процесса as is

Сбор данных.

1-3 недели

- Проводится дистанционно
- Основывается на существующих операционных отчетах

Анализ данных.

1-3 недели

- Выполняется статистический анализ данных
- По возможности дополняется посещением объекта

Разработка драйверов.

1-3 недели

Разрабатываются драйвера- критерии определения численности и необходимости существования штатной единицы

Разработка нормативов.

3-4 недели

Разрабатываются нормативы на основании полученного анализа

Уточнение нормативов

2 недели

Уточнение нормативов производится по специальной методике в режиме оппонирования с владельцами процессов

7. Перспектива развития Проекта. Для предприятий, использующих сдельную оплату труда. Звеньевому, бригадиру, начальнику участка или цеха может быть выгодно работать меньшим штатом

Объём добычи в сут., тонн	2 500
Дневной ФОТ, грн.	48 250

Должность, профессия	Расценка грн/тонну	Зарплата на вых, грн	ФОТ за сутки, грн	Явочная численность, шт.ед
МГВМ	1,92	600	4 800	8
ГРОЗ добычная смена	7,26	550	18 150	33
Электрослесарь добычная смена	0,66	550	1 650	3
Машинист подземных установок	0,48	400	1 200	3
ГРОЗ ремонтная смена	3,08	550	7 700	14
Электрослесарь ремонтная смена	2,42	550	6 050	11
ГРП ремонтная смена	0,72	450	1 800	4
Горнорабочий по ремонту горных выработок	0,4	500	1 000	2
Начальник участка	0,32	800	800	1
Механик, заместитель начальника участка	0,56	700	1 400	2
Заместитель механика участка, помощник начальника	0,52	650	1 300	2
Горный мастер	0,96	600	2 400	4

Начальник участка, бригадир, звеньевой может активно участвовать в расценке за выполнение работ, управляя рациональной расстановкой штата, при этом наградой за повышение производительности труда может быть увеличение расценки оставшимся работникам от части экономии ФОТ

- «Рыночная стоимость» персонала при выполнении норм выработки грн/сут

7. Перспектива развития ПП Продуктив. Управление персоналом и Управление изменениями

Ресурсы Программы органично могут быть задействованы в Целеполагании и инвестиционном оппонировании – это позволит приумножить результаты всех проектов:

1. Справочники ПП Продуктив охватывают всех сотрудников Компании и описывают ключевую необходимость должности. Потенциально драйвера = КПЭ
2. Продуктив состоит из сотрудников всех отраслей, имеющих навыки/ образование управления персоналом
3. Продуктив имеет опыт оппонирования
4. Продуктив имеет устойчивые рабочие коммуникации с бизнесом



Целеполагание и инвест.оппонирование:

- Формирование длинных целей
- Определение потенциала повышения эффективности
- Определение экономической целесообразности постановки показателей
- Оппонирование представителям и руководителям бизнеса при обосновании постановки целей
- Ведение и корректировка библиотеки при операционных и инвестиционных улучшениях

Спасибо за внимание!

Numeryczna metoda oceny bezpieczeństwa operatorów SMG

Paulina Działak
Katedra Konstrukcji i Badań Maszyn, Wydział Mechaniczny, Politechnika Wrocławska

Jacek Karliński
Katedra Konstrukcji i Badań Maszyn, Wydział Mechaniczny, Politechnika Wrocławska

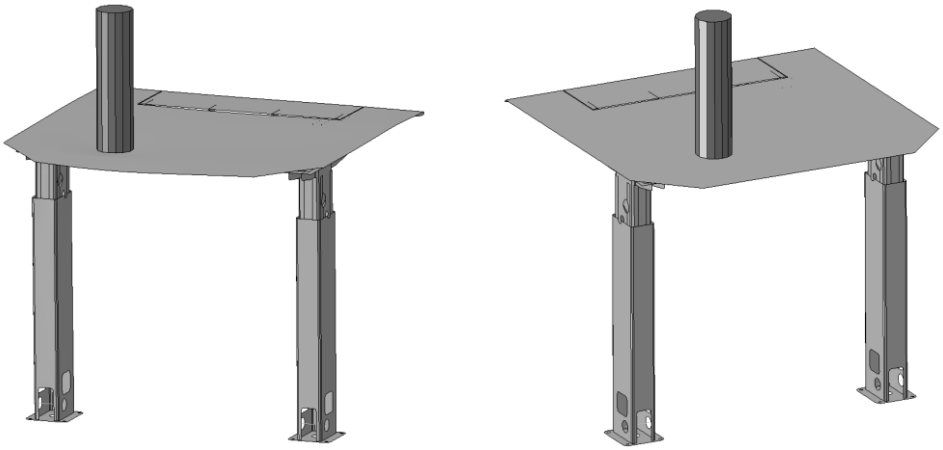
STRESZCZENIE: W pracy opisane zostało numeryczne podejście do badań bezpieczeństwa operatorów maszyn przeznaczonych do prac w górnictwie podziemnym. Autorzy, poza standardowymi badaniami FOPS i ROPS, wykonują także symulacje numeryczne z wykorzystaniem pełnowymiarowego modelu człowieka w postaci manekina z rodziny Hybrid III. Umożliwia to analizę sytuacji wypadkowych, które nie są uwzględniane przez obecne normy określające bezpieczeństwo operatorów. Podjęta została także próba określenia obrażeń, jakich może doznawać operator podczas działania niebezpiecznych dla jego życia i zdrowia zjawisk.

SŁOWA KLUCZOWE: Bezpieczeństwo operatorów SMG, FOPS, ROPS, analiza numeryczna

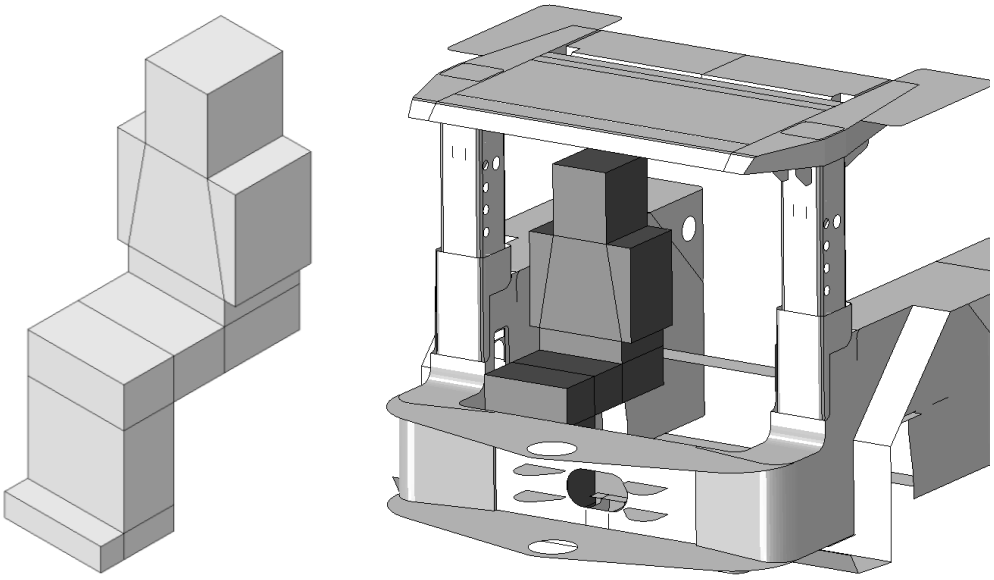
1. WPROWADZENIE

Bezpieczeństwo operatorów maszyn przeznaczonych do pracy w kopalniach podziemnych jest definiowane przez dwie normy: ISO 3449:2000 (FOPS – Falling-Object Protective Structure - Maszyny do robót ziemnych – Konstrukcje chroniące przed spadającymi przedmiotami – Wymagania i badania laboratoryjne) (Rys. 1) oraz ISO 3471:2009 (ROPS - Roll-Over Protective Structure - Maszyny do robót ziemnych – Konstrukcje chroniące przy przewróceniu się maszyny – Badania laboratoryjne i wymagania techniczne) [1]. Pierwsza z nich (FOPS) jest związana z ochroną operatorów przed spadającymi ze stropu obiektami. Test polega na swobodnym zrzuceniu obciążnika o masie w zakresie 1500-6000 kg na dach konstrukcji chroniącej z odpowiedniej wysokości, w celu osiągnięcia wymaganej energii uderzenia, która wynosi 11 600 J. Natomiast norma ROPS wymagana jest dla wszystkich maszyn samojezdnych o masie powyżej 700 kg (opisanych w ISO 6165), w których znajdować się może siedzący operator [2]. Normy te nie opisują żadnych urazów, jakich może doznawać operator. Mówią jedynie o tym tym, jaka przestrzeń w konstrukcji chroniącej nie może zostać naruszona, by operator był uznawany za bezpiecznego (Rys. 2). Regulacje te nie uwzględniają także żadnych innych zjawisk dynamicznych zachodzących w kopalniach podziemnych w skutek wstrząsów górotworu, które również zagrażają życiu i zdrowiu operatorów maszyn górniczych. Jednak zaist-

niałe sytuacje wypadkowe wskazują na to, iż bezpieczeństwu operatorów zagrażają jeszcze inne zjawiska dynamiczne tj., wypiętrzenia spągu, wyrzuty boczne oraz osypywanie się skał z ociosu czy stropu [4].



Rys. 1. Obciążnik uderzający w testowaną konstrukcję chroniącą – badanie FOPS



Rys. 2. Makieta DLV obrazująca przestrzeń, która nie może zostać naruszona podczas normowych testów bezpieczeństwa [3]

Skutki tych zdarzeń niejednokrotnie mogą być tragiczne (Rys. 3). Autorzy postanowili przeanalizować sytuacje wypadkowe z udziałem operatorów samojezdnych maszyn górniczych, pracujących w kopalniach podziemnych. Skupili się na obciążeniach, jakie mogą oddziaływać na ciała operatorów wskutek nieanalizowanych wcześniej zjawisk dynamicznych, powstających

w wyniku wstrząsów górotworu. Zgłębione zostały statystyki wypadków, ich główne przyczyny oraz na tyle, na ile było to możliwe, obrażenia, jakich doznawali górnicy [5]. Dane te posłużyły do przygotowania symulacji numerycznych badanych zdarzeń.



Rys. 3. Skutki działania zjawisk dynamicznych wywołanych wstrząsami w kopalniach podziemnych

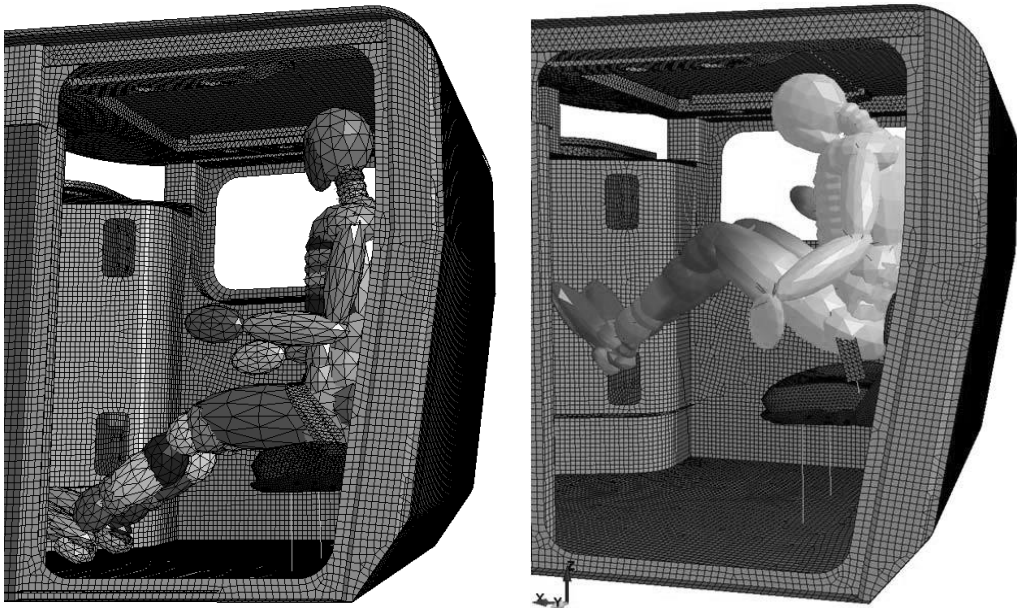
2. ANALIZA NUMERYCZNA

2.1. *Identyfikacja problemu*

Po zidentyfikowaniu zjawisk niebezpiecznych dla operatorów maszyn, przeprowadzono wstępną analizę numeryczną wybranej kabiny. Do konstrukcji chroniącej wprowadzony został, w przeciwieństwie do standardowych badań bezpieczeństwa operatorów, pełny model człowieka. Dzięki temu symulacja umożliwiła określenie obrażeń, jakich może doznawać operator podczas badanych sytuacji wypadkowych, a nie tylko czy przestrzeń, w której się znajduje w czasie pracy nie została naruszona. Przestudiowane statystyki wypadków wskazują na to, że nie zawsze nienaruszenie przestrzeni DLV zapewnia bezpieczeństwo operatorom znajdującym się w kabinie. Najbardziej krytycznym zjawiskiem okazało się wypiętrzenie spągu pod maszyną. Duża energia zdarzenia powoduje wyrzucenie maszyny w górę, a następnie uderzenie dachu konstrukcji chroniącej operatora w strop korytarza kopalni. Podczas wypadku operator zostaje początkowo „wciśnięty" w fotel, by chwile później zostać „wypchniętym" w górę. Jest to ogromne zagrożenie zarówno dla całego kręgosłupa, jak i głowy operatora. Podjęta została próba zamodelowania oraz symulacji opisanego zjawiska. Umożliwi to wskazanie najczęstszych obrażeń ciała operatora, doznawanych podczas tego typu wypadków i może wskazać ewentualne kierunki, by im skutecznie zapobiec.

2.2. *Model obliczeniowy*

Model numeryczny składa się z trzech podstawowych elementów: modelu człowieka typu MultiBody (MB), uzyskanego z programu MADYMO [6], modelu konstrukcji chroniącej operatora oraz fotela wraz z dwupunktowym pasem bezpieczeństwa oraz modelem zastępczym mocowania siedziska do podłogi kabiny. Wykorzystany model człowieka to zwalidowany numeryczny manekin z rodziny Hybrid III, posiadający wymiary 50-percentylowego mężczyzny (wzrost 175 cm, waga 78 kg). Są one wykorzystywane do testów zderzeniowych pojazdów naziemnych jak i w symulacjach awaryjnego lądowania w samolotach [7], gdzie obciążenia są relatywnie zbliżone do obciążeń powstających wskutek analizowanego zjawiska. Zastosowana w symulacji konstrukcja chroniąca została wcześniej przebadana pod kątem obecnie obowiązujących norm bezpieczeństwa i spełnia ona wszystkie stawiane przez nie wymogi. Model siedziska powstał przez zeskanowanie rzeczywistego fotela. Mocowanie natomiast zostało zrealizowane poprzez zastępcze elementy sprężynowe, posiadające te same parametry co rzeczywiste mocowanie fotela, które zostały otrzymane w wyniku testów przy użyciu maszyny wytrzymałościowej. Zarówno model numeryczny kabiny jak i siedziska powstał przy wykorzystaniu Metody Elementów Skończonych (MES) [8]. W procesie modelowania zostały użyte różne kody numeryczne. Aby można było działać na modelach MB i MES równolegle, należało zastosować tzw. „coupling". Jest to narzędzie szeroko wykorzystywane w badaniach bezpieczeństwa. Poza możliwością połączenia różnych środowisk numerycznych, zabieg ten znacznie redukuje czas obliczeń, ponieważ wyniki za pomocą elementów typu MB uzyskuje się nieporównywalnie szybciej, aniżeli w przypadku modeli MES. Symulacja zjawiska wykonana została w środowisku LS-Dyna (Rys. 4).



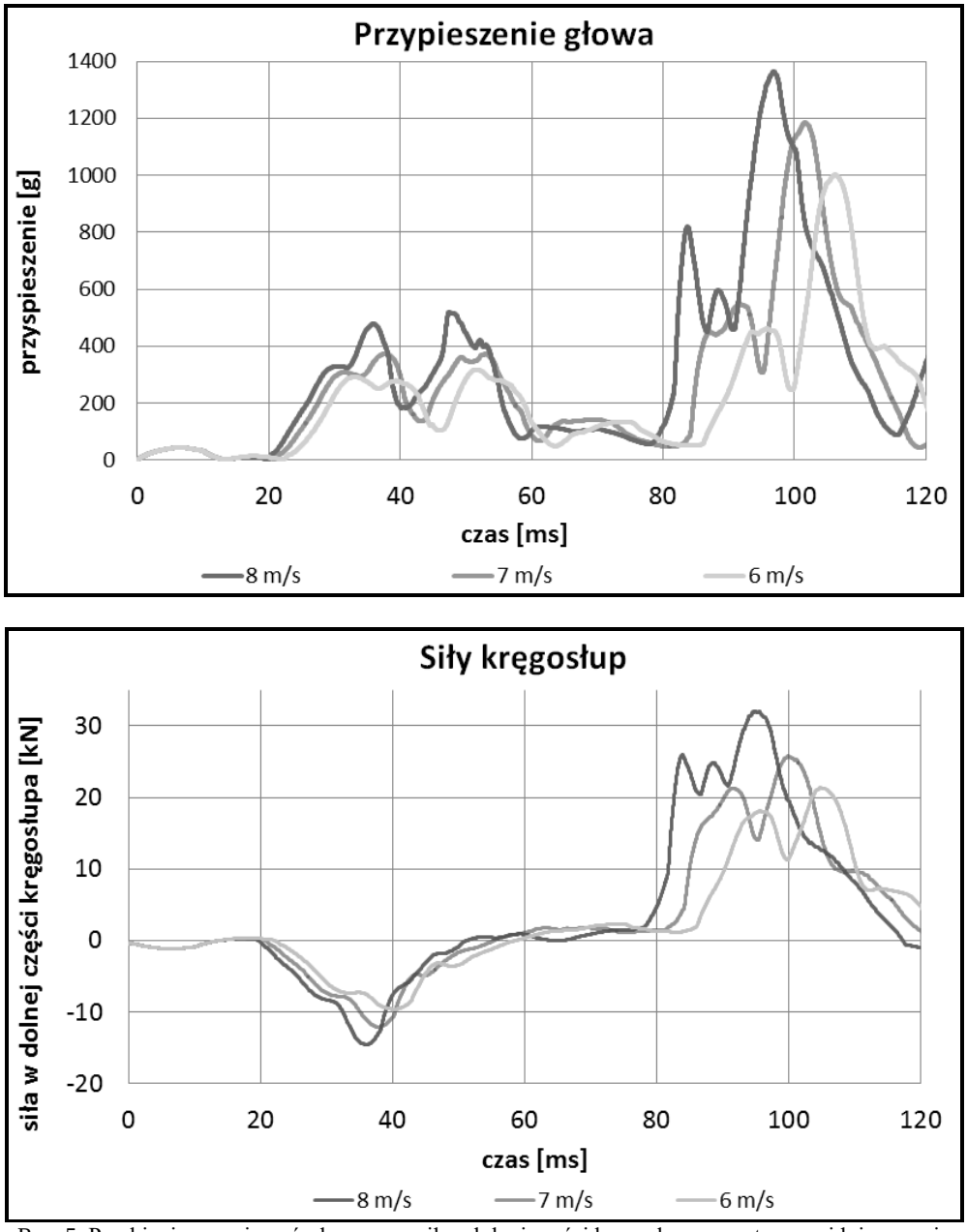
Rys. 4. Symulacja dynamicznego wypiętrzenia spągu pod kabiną operatora (po lewej – model przygotowany do symulacji; po prawej – moment uderzenia konstrukcji chroniącej w spąg)

3. WYNIKI BADAŃ

Na podstawie danych literaturowych, autorzy ocenili wstępnie jakie mogą być orientacyjne prędkości wyrzutu maszyny podczas wypiętrzenia spągu. Określono, że wartości te mogą wynosić około 6-8 m/s. Dlatego też wstępne symulacje przeprowadzone zostały dla prędkości 6, 7 oraz 8 m/s. Otrzymane wyniki to przyspieszenia, których doznaje głowa operatora wskutek zdarzenia oraz siły, jakie działają w lędźwiowej części kręgosłupa. Z powodu specyfiki zjawiska, czyli początkowej kompresji kręgosłupa w wyniku nacisku na fotel, a następnie jego nagłego rozciągnięcia wskutek uderzenia kabiny w strop oraz działania biodrowego pasa bezpieczeństwa, uznano, iż dolna część kręgosłupa będzie w tej sytuacji najbardziej narażona na urazy. Rysunek 5 przedstawia uzyskane przebiegi przyspieszeń i sił, dla analizowanych prędkości wyrzutu kabiny. W przypadku przyspieszeń działających na głowę operatora, uzyskane wartości dają duże szanse na przeżycie, szczególnie w przypadku prędkości 6 i 7 m/s. Z uzyskanych przebiegów został wyznaczony HIC (Head Injury Criterion) [*], którego wartość nie powinna przekraczać 1000 [9]. Kryterium to spełnione jest właśnie dla prędkości 6-7 m/s. Przebiegi sił w kręgosłupie dobrze uwidaczniają dwie fazy, z jakimi mamy do czynienia podczas tego typu sytuacji wypadkowej. Do około 40 ms następuje etap ściskania kręgosłupa, a od około 80 ms rozpoczyna się etap jego rozciągania. Wartością graniczną siły dla tej części kręgosłupa, dającą szansę na uniknięcie poważnych obrażeń czy śmierci jest 10 kN [10]. Niestety, dla wszystkich analizowanych prędkości wyrzutu maszyny, wartość ta jest znacznie przekroczona.

---

[*] $$HIC = \left\{ \left[\frac{1}{t_2 - t_1} \int_{t_1}^{t_2} a(t)dt \right]^{2.5} (t_2 - t_1) \right\}_{max}$$



Rys. 5. Przebiegi przyspieszeń głowy oraz sił w dolnej części kręgosłupa operatora znajdującego się w kabinie podczas wypiętrzenia spągu pod maszyną

WNIOSKI

Autorzy przeanalizowali zjawiska, jakie mogą mieć wpływ na bezpieczeństwo operatorów maszyn samojezdnych, przeznaczonych do pracy w kopalniach podziemnych. Wzięli pod uwagę nieprzestudiowane dotychczas zdarzenia. Największym zagrożeniem okazało się wypiętrzenie spągu, powstające na skutek wstrząsów górotworu. Zjawisko to jest szczególnie niebezpieczne, jeżeli jego epicentrum znajduje się pod maszyną, w której znajduje się operator bądź w jej pobliżu. Podjęto próbę zamodelowania oraz przeprowadzenia symulacji takiego zdarzenia, wykorzystując pełny model człowieka oraz konstrukcji chroniącej operatora. Uzyskane wyniki wskazują, iż obciążenia doznawane przez operatora podczas tego typu sytuacji wypadkowych spowodują znaczne, często śmiertelne obrażenia. Wskazuje to potrzebę szerszej analizy zjawisk dynamicznych, które mogą zagrażać operatorom maszyn, znajdujących się często w najbardziej niebezpiecznych miejscach w kopalni. Przeprowadzona symulacja numeryczna jest wstępem do dalszych badań na bezpieczeństwem operatorów samojezdnych maszyn, pracujących w kopalniach podziemnych.

Badania współfinansowane przez Narodowe Centrum Nauki w ramach projektu „Ocena skutków zjawisk sejsmicznych zachodzących w kopalniach podziemnych w aspekcie bezpieczeństwa operatorów maszyn" nr 2015/17/N/ST8/01212.

LITERATURA

[1] Derlukiewicz D., Karliński J., Iluk A., 2010: The Operator Protective Structures Testing for Mining Machines, Solid State Phenomena Vol. 165, pp 256-261.
[2] Karliński J., Rusiński E., Smolnicki T., 2008: Protective structures for construction and mining machine operators, Automation in Construction Vol. 17, pp. 232–244.
[3] Kaneda S., Tamagawa T., 2003: Introduction of Simulation of Falling Object Protective Structures, Komatsu Tecjnical Reports Vol. 49(151), pp. 1-6.
[4] Goszcz A., 1999: Elementy mechaniki skał oraz tąpania w polskich kopalniach węgla i miedzi, IGSMiE PAN, Kraków.
[5] http://www.wug.gov.pl/bhp/statystyki, 12.2016.
[6] Ptak M., Rusiński E., Karliński J., Dragan S., 2012: Evaluation of kinematics of SUV to pedestrian impact - lower leg impactor and dummy approach, Archives of Civil and Mechanical Engineering Vol. 12(1), pp. 68-73.
[7] Perez O., 2000: Evaluation of the FAA Hybrid 50th percentile anthropometric test dummy under the far 23.562 and 25.562 emergency landing conditions for the combined horizontal-vertical dynamic loading, Wichita State University, College of Engineering, Department of Mechanical Engineering.
[8] Apel T., Steinbach O., 2013: Advanced Finite Element Methods and Applications, Springer Vol. 66, ISBN: 978-3-642-30315-9.
[9] Greenwald R, Gwin J., Chu J., Crisco J., 2008: Head Impact Severity Measures for Evaluating Mild Traumatic Brain Injury Risk Exposure, Neurosurgery Vol. 62(4), pp. 789-798.
[10] IlukA., 2013: Wybrane aspekty bezpieczeństwa biernego w pojazdach narażonych na eksplozje min, Oficyna Wyd. PWr, Wrocław.

Analysis of Injury of the Mining Machine Operator in Selected Accident Situations

The paper presents a new approach to the safety tests for the underground mining machine operators. The review of the accidents in the underground mines indicated some inacceptable assumptions of the current obligatory regulations in the aspect of the machine operator biomechanics. The authors conducted some numerical tests of the floor uplift, one of the effect occurring in the mine gallery after the rock burst. To verify the injuries sustained by the machine operator, 50th percentile MADYMO Hybrid III dummy was used. The examinations were preceded with defining of the proper boundary conditions for the simulations. The paper pointed out the shortcomings of the current regulations and implied some possible improvements. The results of the study presented in the paper are a prelude to further research.

JSW SA

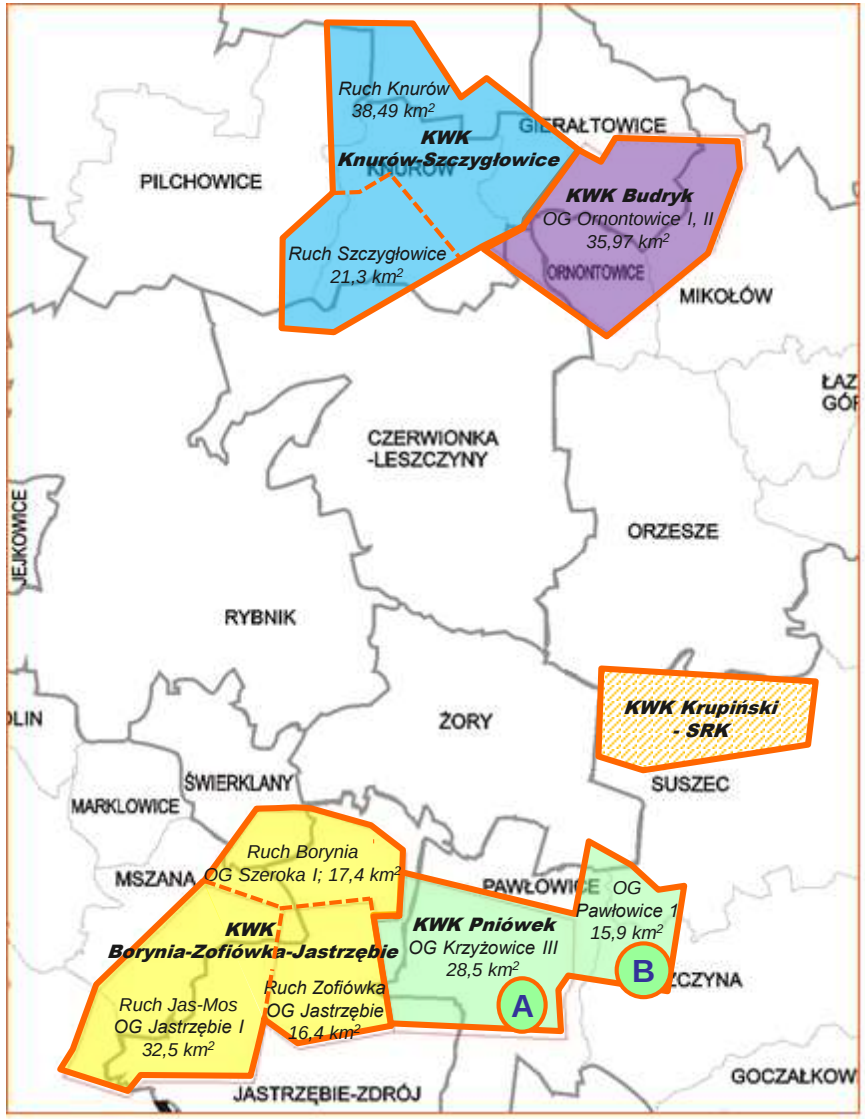
KWK Pniówek

Dobre praktyki w zwalczaniu zagrożenia metanowego w partii „PW” w pokł. 357/1 na przykładzie KWK Pniówek



Luty 2018r.

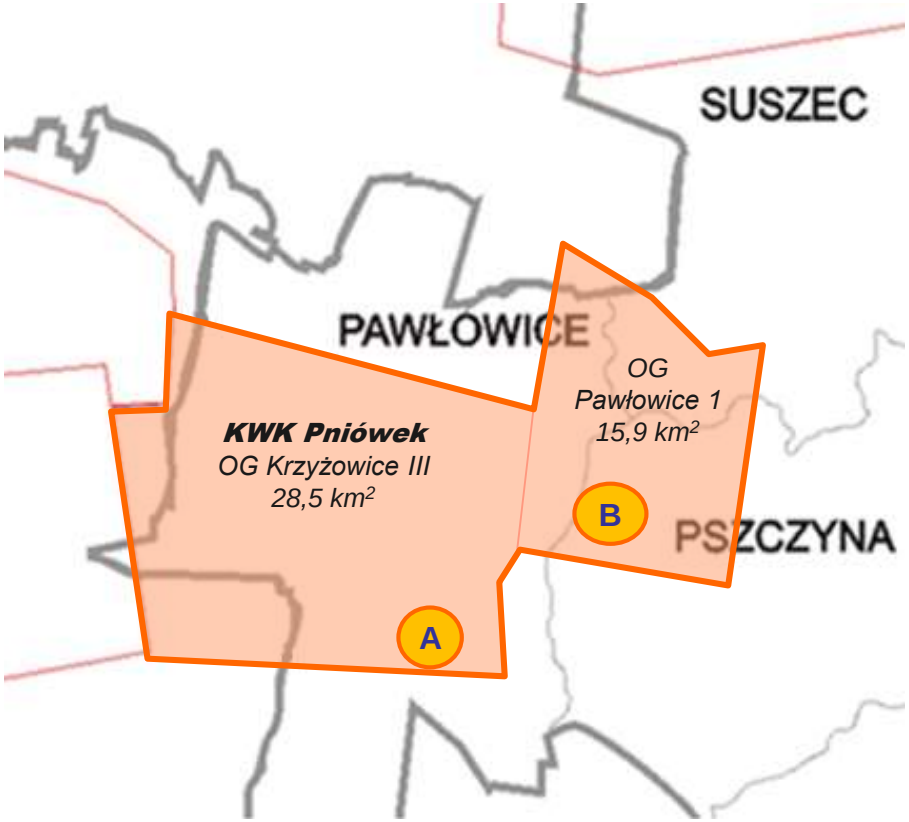
Jastrzębska Spółka Węglowa S.A.



Zakłady JSW:

KWK Borynia – Zofiówka - Jastrzębie
KWK Budryk
KWK Knurów – Szczygłowice
KWK Pniówek

JSW S.A. KWK „Pniówek”



Charakterystyka kopalni:

Obszar górniczy:	44,4 km^2
Zasoby:	184 mln Mg
Żywotność:	34 lata
Wydobycie:	14,5 tys.Mg/dobę

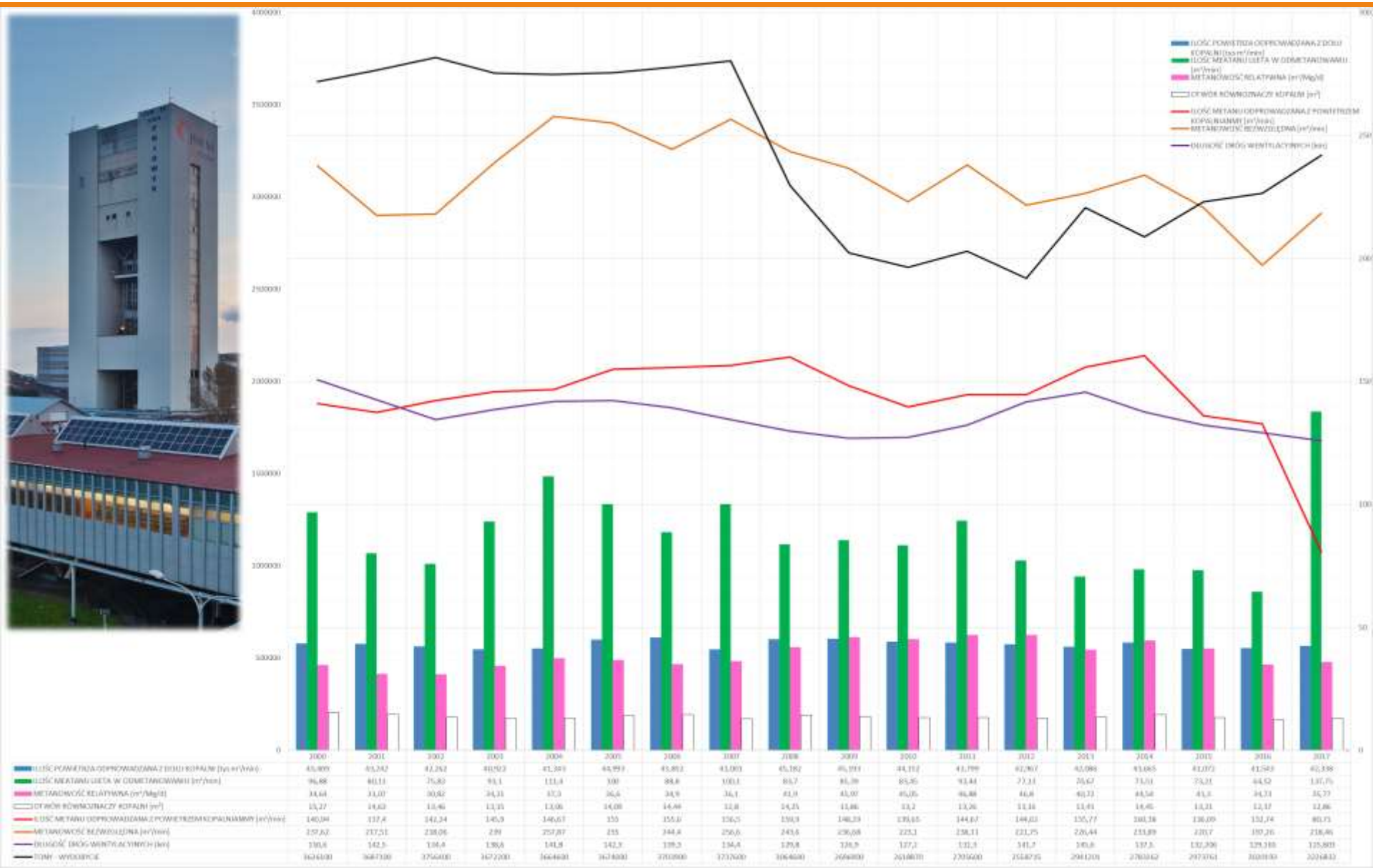
Pierwotna temperatura skał:

poz. 705	31 ÷ 35 °C
poz. 830	36 ÷ 40 °C
poz. 1000	41 ÷ 45 °C

Ujęcie metanu: 81,0 mln m^3
(za rok 2017)

Kształtowanie się gazowości kopalni w latach 2000 - 2017

JSW SA
KWK Pniówek

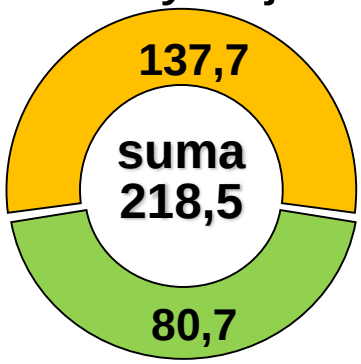


Zagrożenia naturalne - METAN

Ilość metanu za 2017 r [m³/min]

metanowość bezwzględna

wentylacja



odmetanowanie

metanowość relatywna

35,8 m³ / Mg wydobycia

Struktura ujęcia metanu na KWK „Pniówek”

- wyrobiska eksploatacyjne
- wyrobiska zatamowane
- wyrobiska korytarzowe



Stacja odmetanowania

Stacja odmetanowania zlokalizowana jest przy szybie III, została oddana do ruchu w grudniu 2006 roku. Wyposażona jest w cztery agregaty dmuchaw typu DR 1600T produkcji F.P. SPOMAX S.A. które stanowią tzw. I stopień sprężania oraz w dwa agregaty dmuchaw typu DR 1200T tego samego producenta które stanowią tzw. drugi stopień sprężania.



Stacja odmetanowania

JSW SA
KWK Pniówek



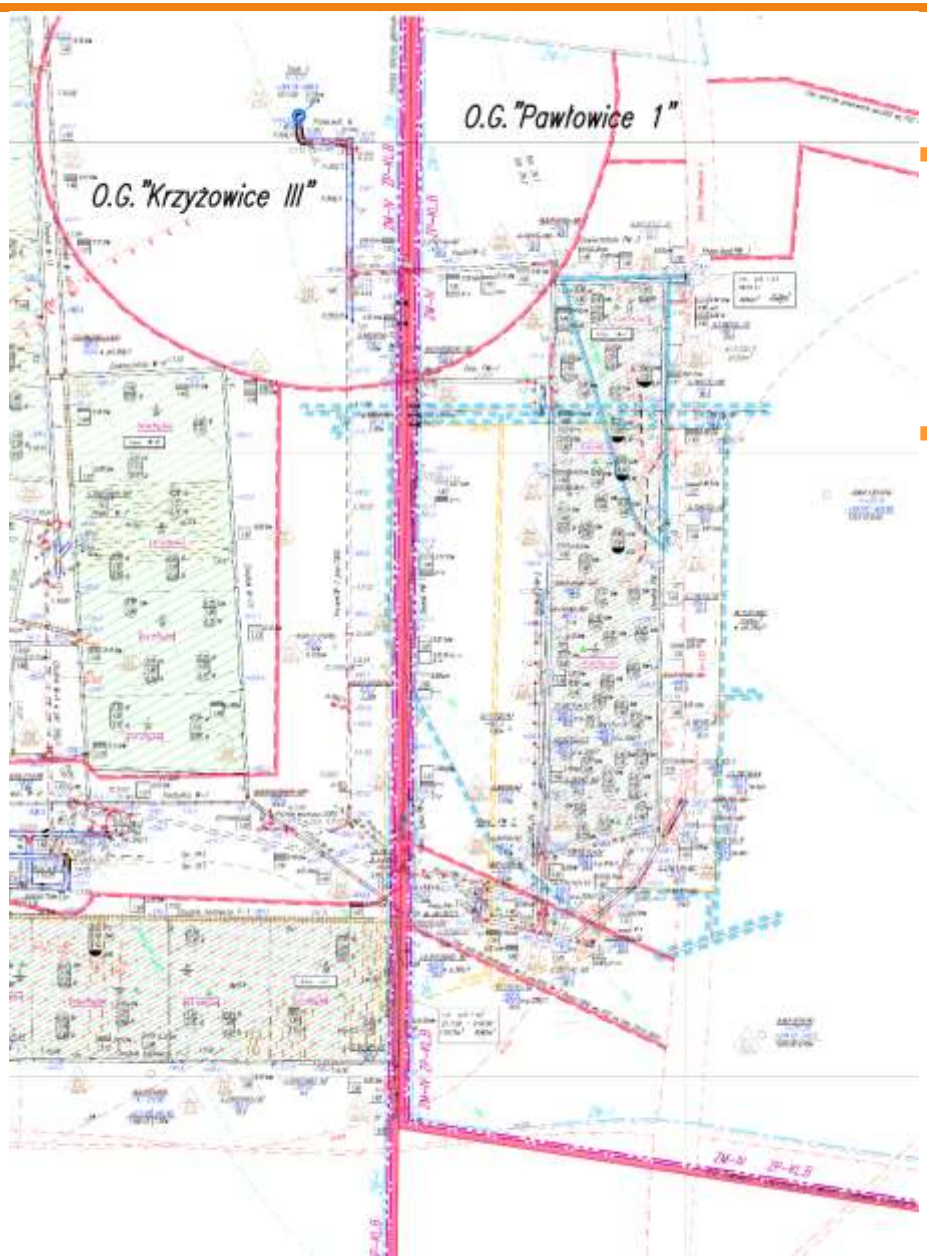


Parametry stacji odmetanowania:

- **I stopień sprężania:**
  - maksymalne podciśnienie gazu na wlocie do stacji **- 0,035 MPa**
  - maksymalne ciśnienie gazu na wylocie z I stopnia sprężania **- 0,02 MPa**
  - przewidywane ujęcie gazu **- do 240m^3/min**

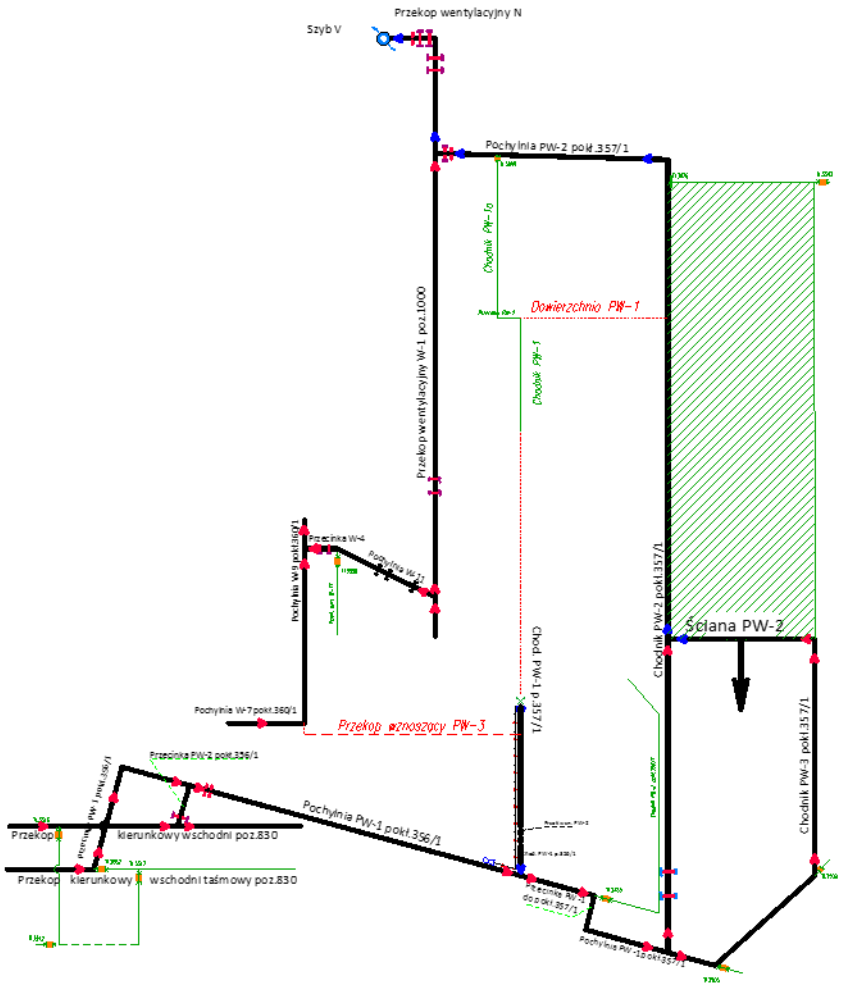
- **II stopień sprężania:**
  - maksymalne ciśnienie gazu na wlocie do II stopnia sprężania **- 0,02 MPa**
  - maksymalne ciśnienie gazu na wylocie z II stopnia sprężania **- 0,08 Mpa**
  - przewidywane ujęcie gazu **- do 160 m^3/min**

Ściana PW-2 pokł. 357/1

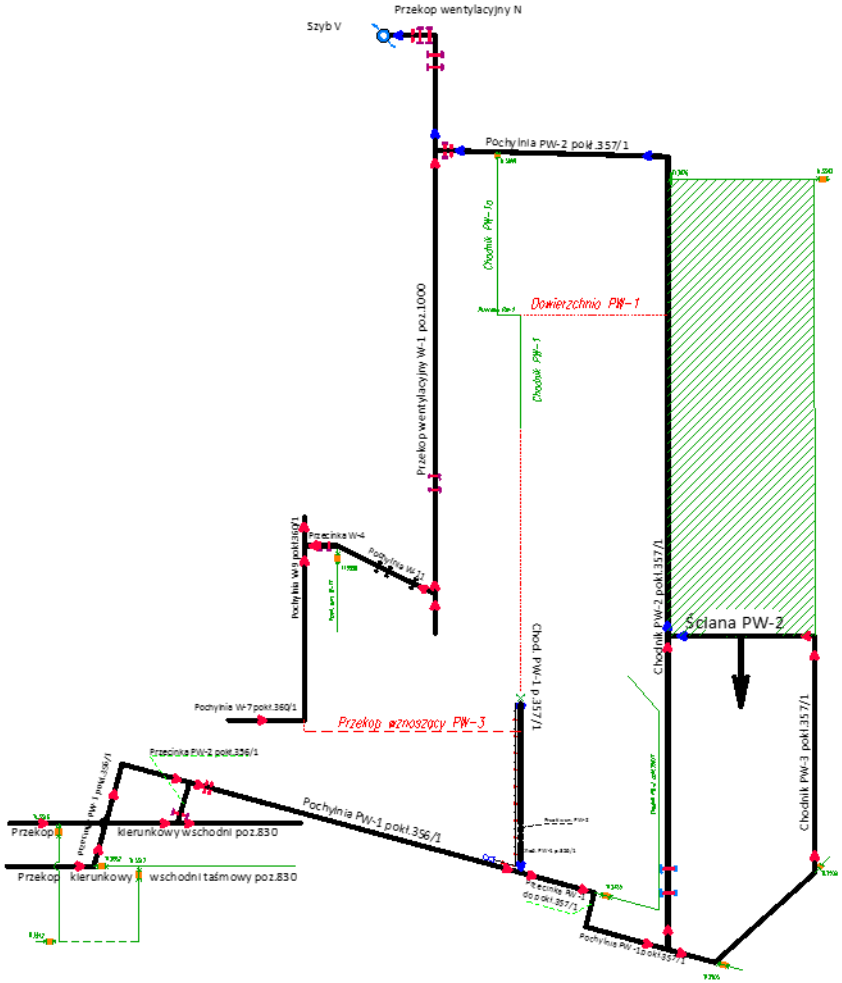


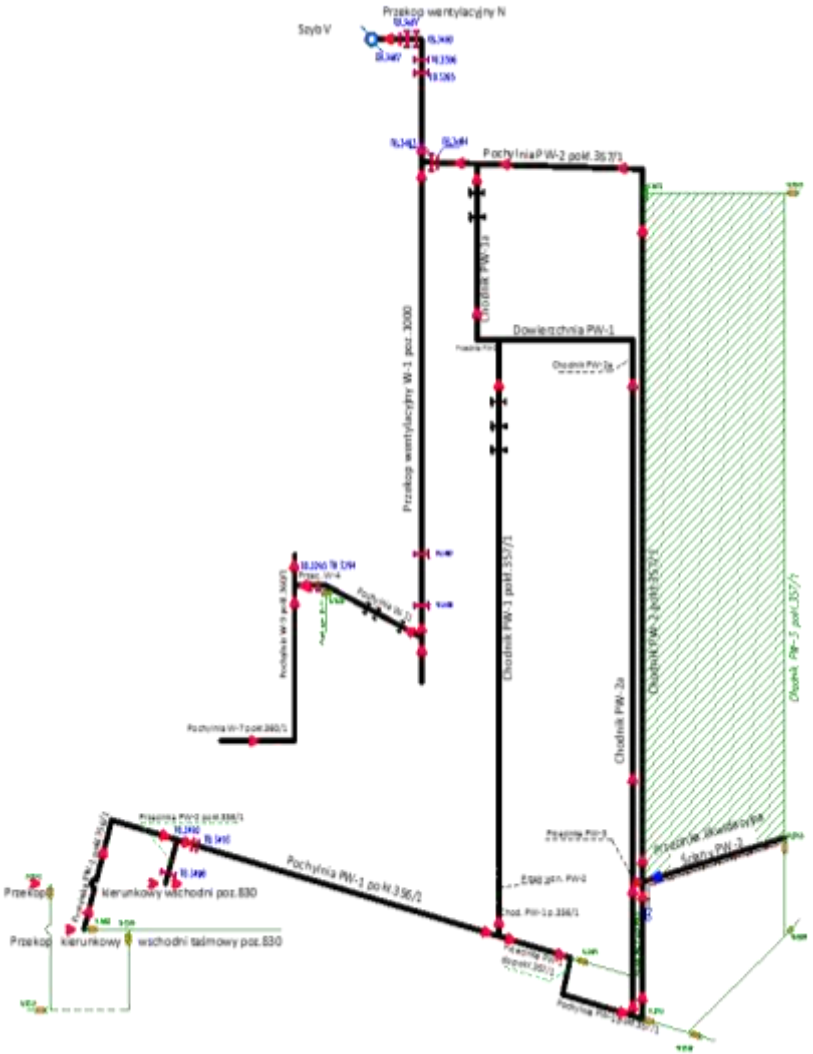
- Ściana PW-2 pokł.357/1 eksploatowana była od **2.12.2016 r.** do **18.08.2017 r.**
- Prognoza metanowości bezwzględnej dla wydobycia dobowego 2300 Mg/d oraz średniego postępu dobowego wynoszącego 6,9 m wynosiła **34,97 m^3/min**

Schemat rejonu oraz dane techniczne ściany PW-2 pokł.357/1



Parametr	Wartość
Ogólne parametry ściany	
Długość ściany	ok. 175 m
Wybieg ściany	całkowity: ok. 900 m Pozostały: ok. 80 m
Maksymalna wysokość ściany	1,90 m
Miąższość pokładu	1,45 - 1,75 m (średnio ok. 1,57 m)
Grubość przerostu	0,00 m (lokalnie 0,08 m)
Maksymalne nachylenie podłużne ściany	$5\text{-}7^0$ (średnie ok. 6^0)
Maksymalne nachylenie poprzeczne ściany	8^0 (średnie ok. 10^0)
Planowany średni postęp dobowy	6,9 m/d
Planowane wydobycie dobowe	2300 Mg/d
Zagrożenia naturalne	
Zagrożenie metanowe	IV kategoria
Zagrożenie tąpaniami	Pokład niezagrożony
Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego	Klasa „B”
Zagrożenie wodne	I stopień
Zagrożenie wyrzutami metanu i skał	Pokład niezagrożony
Zagrożenie pożarowe	II grupa samozapalności
Okres inkubacji pożaru	minimalny czas inkubacji pożaru = 55 dni
Wyposażenie ściany	
Typ obudowy	FAZOS-JZR-11/27-Poz FAZOS-JZR-11/27-POz/S
Roboczy zakres pracy	1,5 - 2,6 m
Typ kombajnu	JOY 4LS20
Typ przenośnika ścianowego	Rybnik 850
Typ przenośnika podścianowego	PAT-200 WII


Szyb V
Przekop wentylacyjny N
Pochylnia PW-2 pokł.357/1
Chodnik PW-1a
Dowierzchnia PW-1
Chodnik PW-1
Przekop wentylacyjny W-1 poz.1000
Ściana PW-2
Chodnik PW-2 pokł.357/1
Chodnik PW-3 pokł.357/1
Przecinka W-4
Pochylnia W-4 pokł.360/1
Pochylnia W-7 pokł.360/1
Przekop wznoszący PW-3
Przecinka PW-2 pokł.356/1
Pochylnia PW-1 pokł.356/1
Przekop kierunkowy wschodni poz.830
Przekop kierunkowy wschodni taśmowy poz.830
Pochylnia PW-10 pokł.357/1


Szyb V
Przekop wentylacyjny N
Pochylnia PW-2 pokł.357/1
Chodnik PW-1a
Dowierzchnia PW-1
Przekop wentylacyjny W-1 poz.1000
Chodnik PW-2a
Chodnik PW-2 pokł.357/1
Chodnik PW-3 pokł.357/1
Pochylnia W-7 pokł.360/1
Pochylnia PW-1 pokł.356/1
Przekop kierunkowy wschodni poz.830
Przekop kierunkowy wschodni taśmowy poz.830

WARUNKI PRZEWIETRZANIA

- Dla zapewnienia bezpiecznych warunków ze względu na zagrożenie metanowe oraz założone wydobycie 2300 Mg/d, utrzymywany będzie wydatek powietrza przez ścianę na poziomie około 1000 m^3/min natomiast przez rejon ściany około 2300 m^3/min.
- Stabilność przewietrzania - według opracowanego schematu potencjalnego sieci wentylacyjnej - moc prądu powietrza płynącego w rejonie ściany PW-2 w pokł.357/1 wynosi ponad 6000W - prąd bardzo mocny.

W związku z występowaniem przekroczeń dopuszczalnych zawartości metanu na wylocie ze ściany a także uzyskiwaną wysoką metanowością bezwzględną (>40m^{3}CH$_4$/min.), na posiedzeniach ZRiZZMiZWMiS (w tym posiedzeniu z udziałem przedstawicieli jednostek naukowo badawczych) ustalono następujące dodatkowe rygory bezpiecznej eksploatacji ściany PW-2 pokł.357/1:

- Rozpoczęto wiercenie dodatkowych otworów odmetanowania:
  - w chodniku PW-2 w pokł.357/1 przed i za frontem ściany
- Zabudowano dodatkową nitkę rurociągu odmetanowania ∅200 w chodniku PW-2 pokł.357/1 na odcinku od pochylni PW-2 pokł.357/1 do „0” ściany PW-2 pokł.357/1
- Ilość powietrza płynącego przez ścianę i rejon ściany jest na bieżąco dostosowywana w zależności od stanu zagrożenia metanowego w ścianie i w rejonie ściany PW-2 w pokł.357/1, biorąc pod uwagę aktualną metanowość bezwzględną oraz kryterialną
- Obniżono próg zadziałania z 2,0% do 1,8% a następnie do 1,6% metanomierza zabudowanego na wylocie ze ściany PW-2 pokł.357/1

JSW SA
KWK Pniówek

K O P A L N I A W Ę G L A K A M I E N N E G O " P N I Ó W E K "

T T TYTUŁ RYSUNKU

Zabudowa skrzyżowania ściany PW-2 w pokł. 357/1 z chodnikiem PW-3 w pokł. 357/1 i odcinka ściany z obudową indywidualną

U W A G I :

1. *Maksymalna odległość między obudową indywidualną a obudową zmechanizowaną ściany wynosi 0,3m.*
2. *Odcinek ściany w obudowie indywidualnej nie będzie dłuższy niż 3,0m.*
3. *Opinka stropu na odcinku obudowy indywidualnej z połowic lub okorków we wzajemnej odległości do 0,3m.*
4. *W przypadku gdy odległość między linią likwidacji chodnika będzie większa od 2,0m odcinek ten będzie przewietrzany za pomocą pomocniczych urządzeń wentylacyjnych zgodnie z ustaleniami Kierownika Działu Wentylacji.*
5. *Likwidacja chodnika (zgodnie z instrukcją)*

uszczelnienie wentylacyjne zgodne z ustaleniami Kierownika Działu Wentylacji

sekcje skrajne FAZOS-JZR-11/27-POz/S

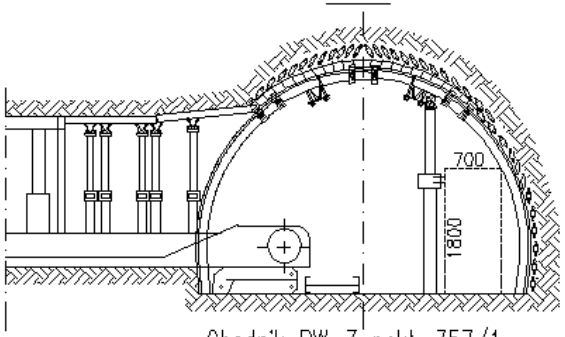
stropnice korytkowe dł. 4,0m podparte min trzema stojakami SHC.
Ilość par stropnic korytkowych będzie uzależniona od długości odcinka ściany w obudowie indywidualnej

stropnica korytkowa dł. 4,0–4,5m połączona dwoma strzemionami, na zakładkę min. 0,5m podparta min trzema stojakami SHC.

odległość wg ustaleń działu

ZAŁĄCZNIK - VIII

A–A



Chodnik PW-3 pokł. 357/1

podciąg (ciąg) stalowy budowany na zakładkę min. dwóch odrzwi obudowy chodnikowej. Połączony na całej długości z odrzwiami obudowy chodnika za pomocą strzemion w odstępach nie przekraczających 1,0m. Obejmuje całe skrzyżowanie tj. odcinek z wymontowanymi łukami ociosowymi oraz min. dwa kompletne odrzwia z każdej strony tego odcinka.

Ściana PW-2 w pokł. 357/1

podciąg stalowy budowany na zakładkę min. 0,5m (w tym przypadku połączony dwoma strzemionami), lub na zakładkę min. dwóch odrzwi obudowy chodnikowej. Połączony na całej długości z odrzwiami obudowy chodnika za pomocą strzemion w odstępach nie przekraczających 1,5m. Obejmuje całe skrzyżowanie tj. odcinek z wymontowanymi łukami ociosowymi, wyprzedza czoło ściany min 10,0m a kończy się na linii likwidacji chodnika. Podciąg ten lub odrzwia z którymi jest połączony strzemionami musi być podbudowany stojakami stalowymi rozmieszczonymi w odstępach nie przekraczających 1,0m.

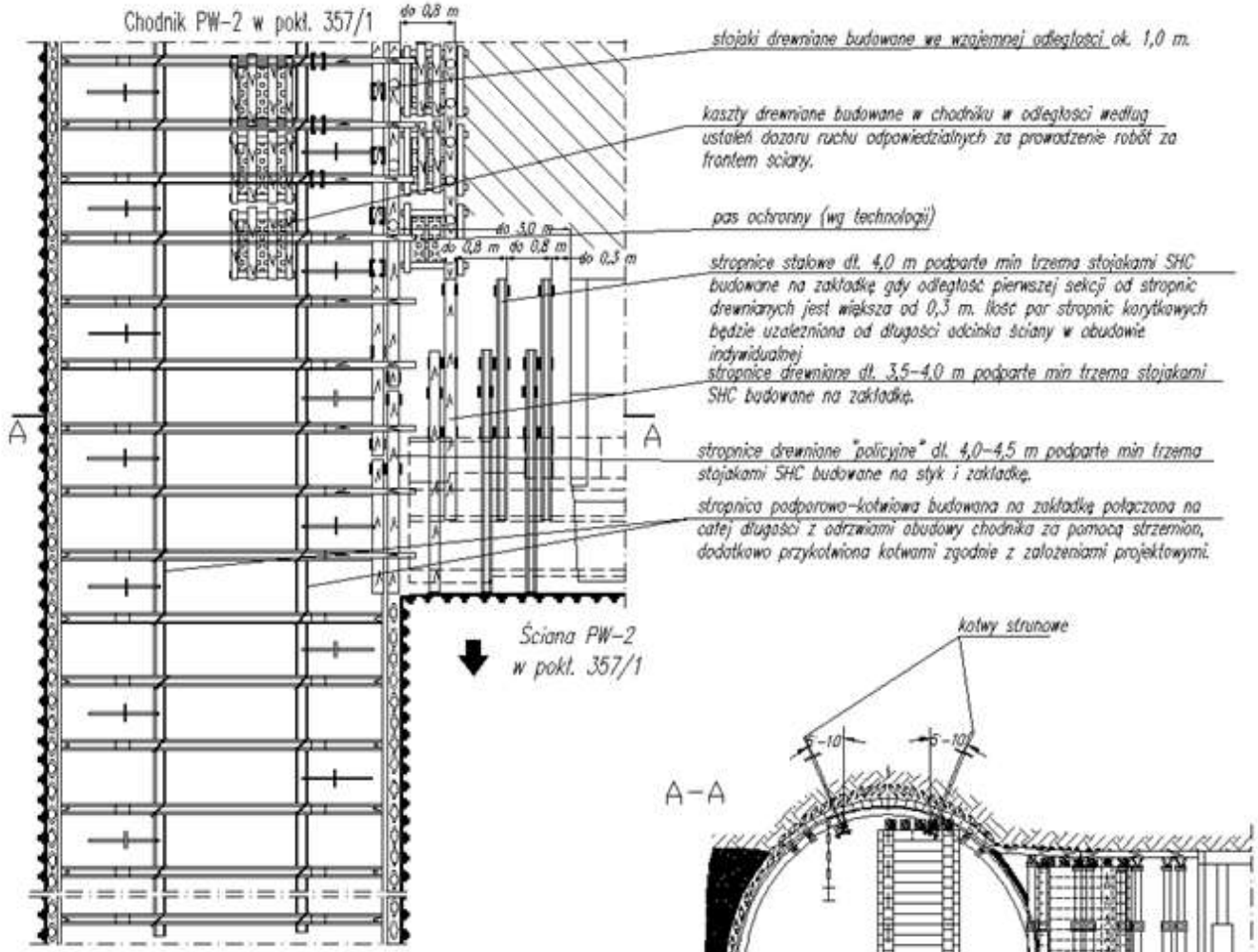
Chodnik PW-3 pokł. 357/1

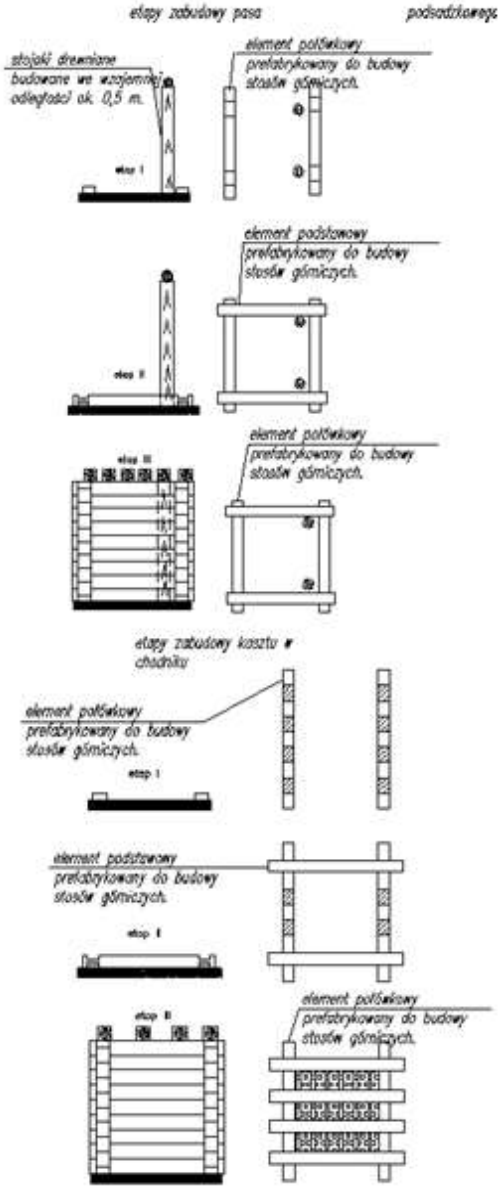
KOPALNIA WĘGLA KAMIENNEGO "PNIÓWEK"

TT

TYTUŁ RYSUNKU

Wykonanie dodatkowego pasa podsadzkowego z kasztu drewnianego wypełnionego spoiwem mineralno-cementowym za postępem ściany PW-2 w pokł. 357/1.





UWAGI:

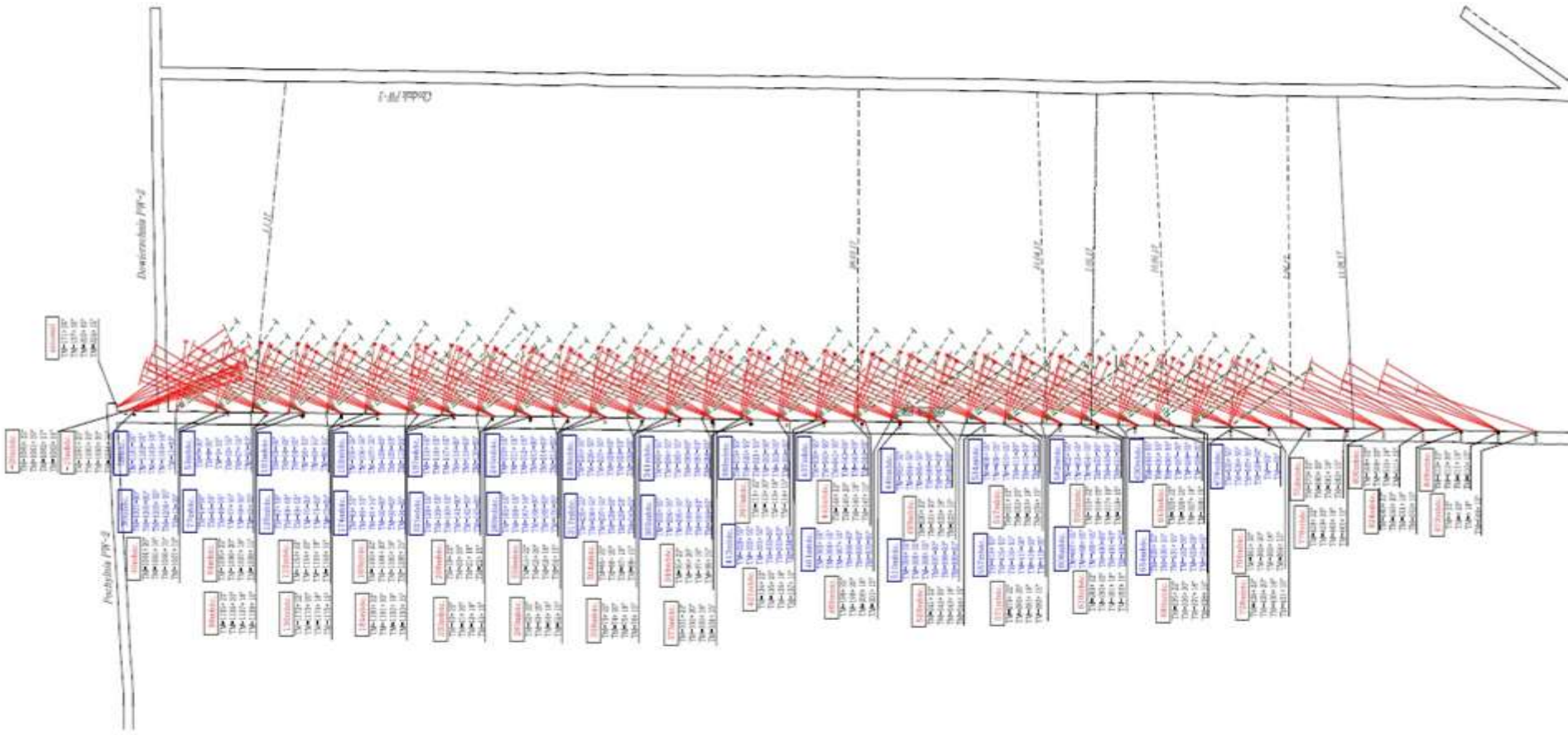
1. Maksymalna odległość między obudową indywidualną a obudową zmechanizowaną wynosi 0,3m.
2. Opinka stropu na odcinku obudowy indywidualnej z potawic lub okorków w wzajemnej odległości max. 0,3m.
3. Odcinek ściany w obudowie indywidualnej nie będzie dłuższy niż 3,0m.

Za ścianą		
Kąt nachylenia otworu	Kąt kierunkowy (azymut)	Długość otworu [m]
+55°	60°L	60
+55°	70°L	60
+55°	80°L	60
-30°	30°L	70
-33°	40°L	70
-35°	50°L	70

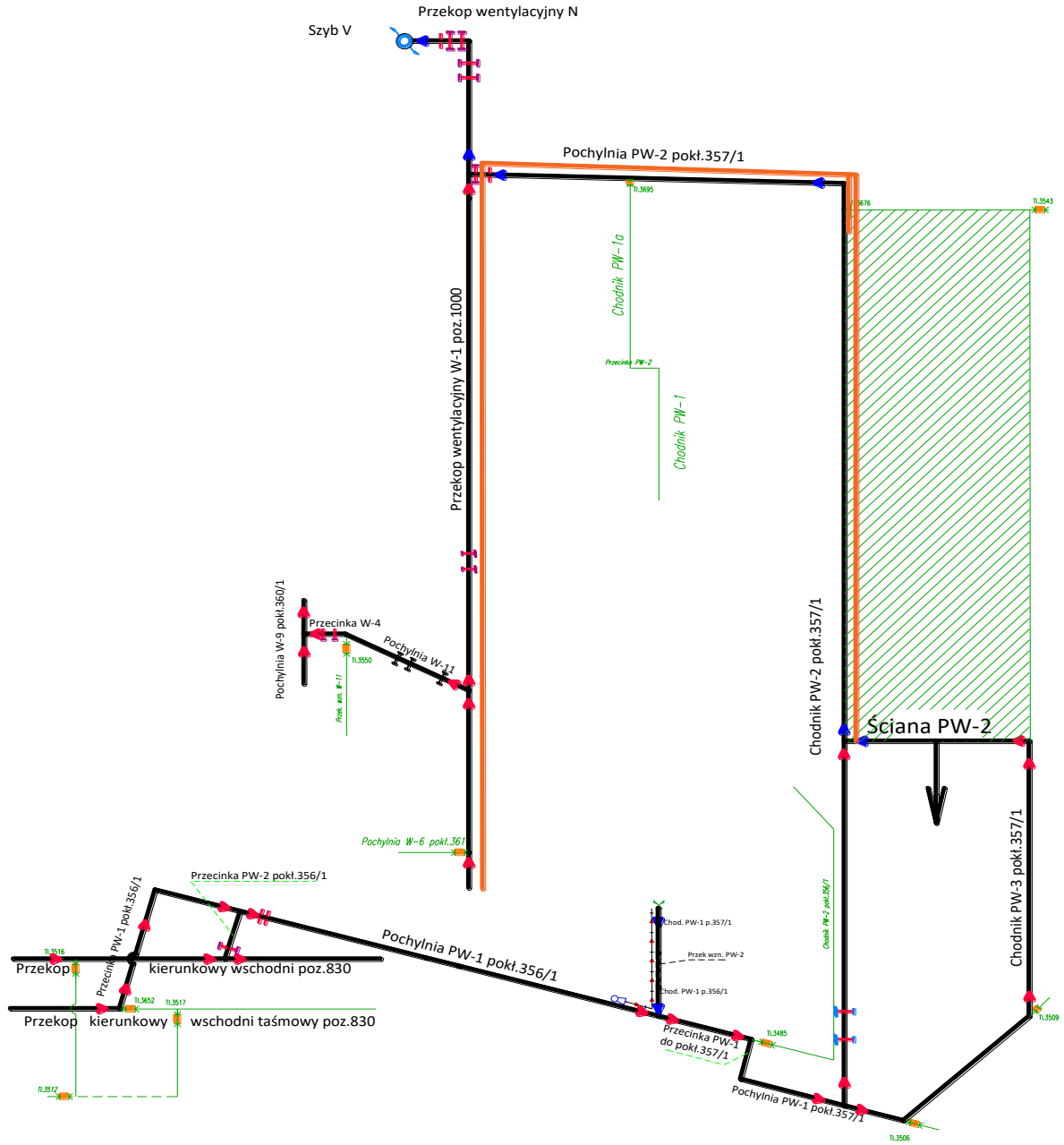
Przed ścianą		
Kąt nachylenia otworu	Kąt kierunkowy (azymut)	Długość otworu [m]
+22°	15°L	80
+20°	18°L	80
+18°	21°L	80
+15°	25°L	80



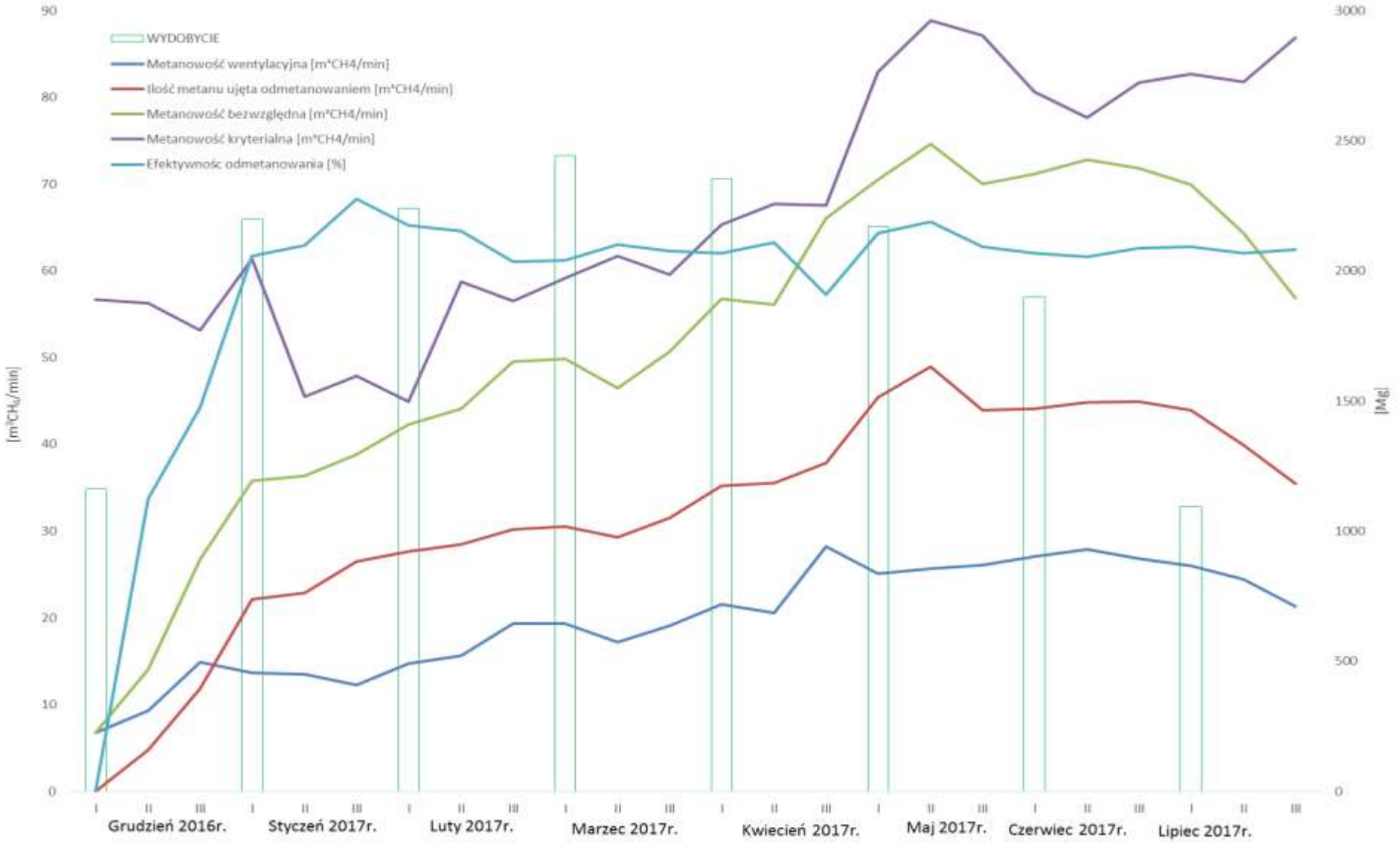


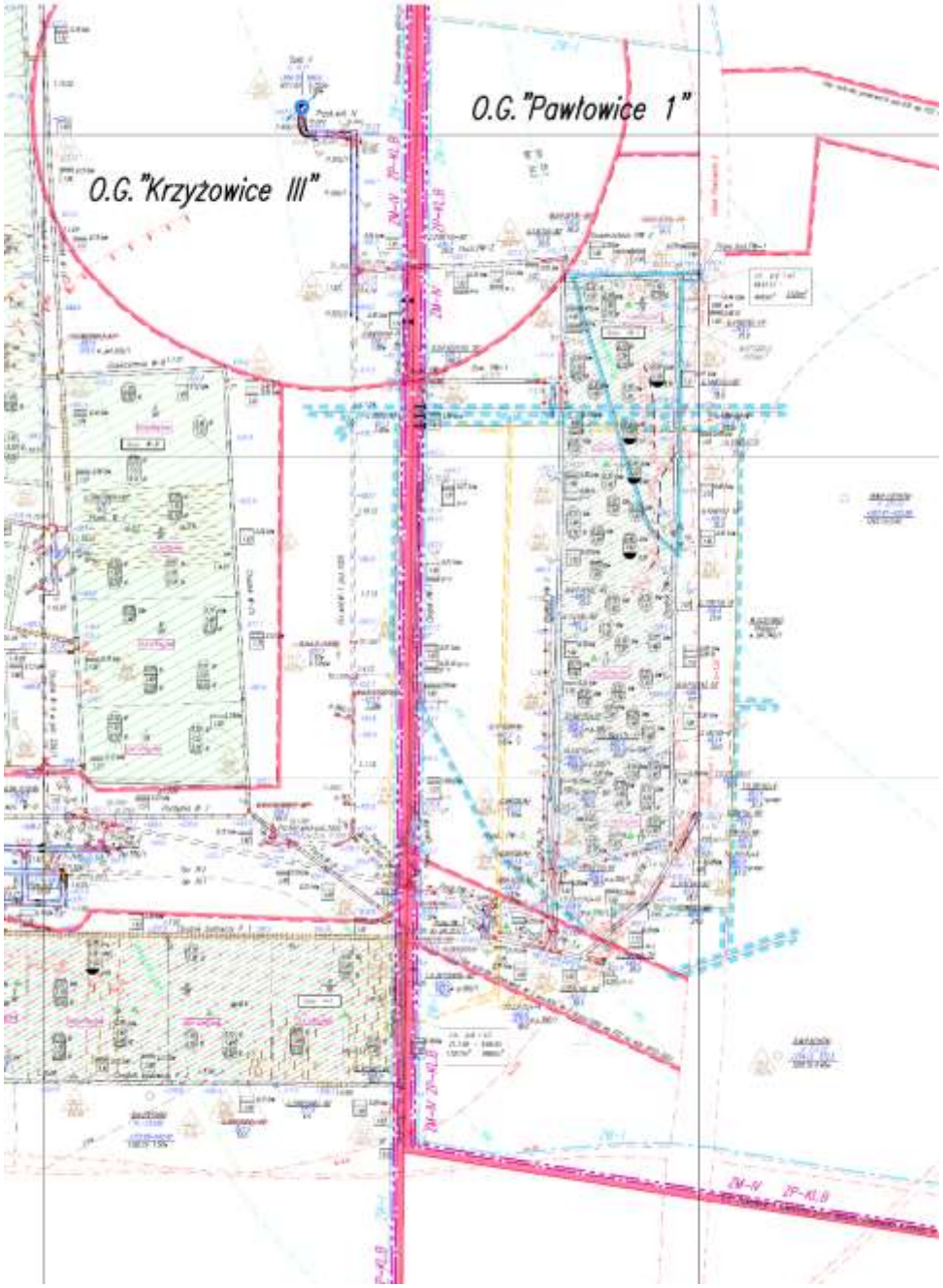


Schemat rurociągów odmetanowania rejonu ściany PW-2 pokł.357/1



Miesiąc	Dekada	Wydobycie	Metanowość [m^3CH_4/min.]				Efektywność odmetanowania [%]
			Ujęcie	Wentylacyjna	Bezwzględna	Kryterialna	
Grudzień 2016r.	I	1161	0,00	6,74	6,74	56,67	0,00
	II		4,74	9,31	14,05	56,27	33,74
	III		11,83	14,90	26,73	53,17	44,26
Styczeń 2017r.	I	2199	22,10	13,70	35,80	61,41	61,73
	II		22,88	13,48	36,36	45,52	62,93
	III		26,53	12,30	38,83	47,85	68,32
Luty 2017r.	I	2238	27,61	14,72	42,33	44,95	65,23
	II		28,48	15,64	44,12	58,76	64,55
	III		30,23	19,32	49,55	56,56	61,01
Marzec 2017r.	I	2441	30,54	19,32	49,86	59,12	61,25
	II		29,32	17,21	46,53	61,69	63,01
	III		31,53	19,12	50,65	59,55	62,25
Kwiecień 2017r.	I	2355	35,22	21,58	56,80	65,32	62,01
	II		35,54	20,60	56,14	67,68	63,31
	III		37,82	28,23	66,05	67,54	57,26
Maj 2017r.	I	2172	45,40	25,13	70,53	82,93	64,37
	II		48,96	25,65	74,61	88,85	65,62
	III		43,93	26,07	70,00	87,13	62,76
Czerwiec 2017r.	I	1900	44,11	27,04	71,15	80,67	62,00
	II		44,85	27,93	72,78	77,70	61,63
	III		44,95	26,85	71,80	81,69	62,61
Lipiec 2017r.	I	1092	43,95	26,02	69,97	82,69	62,81
	II		39,93	24,44	64,36	81,81	62,03
	III		35,47	21,36	56,83	86,87	62,42

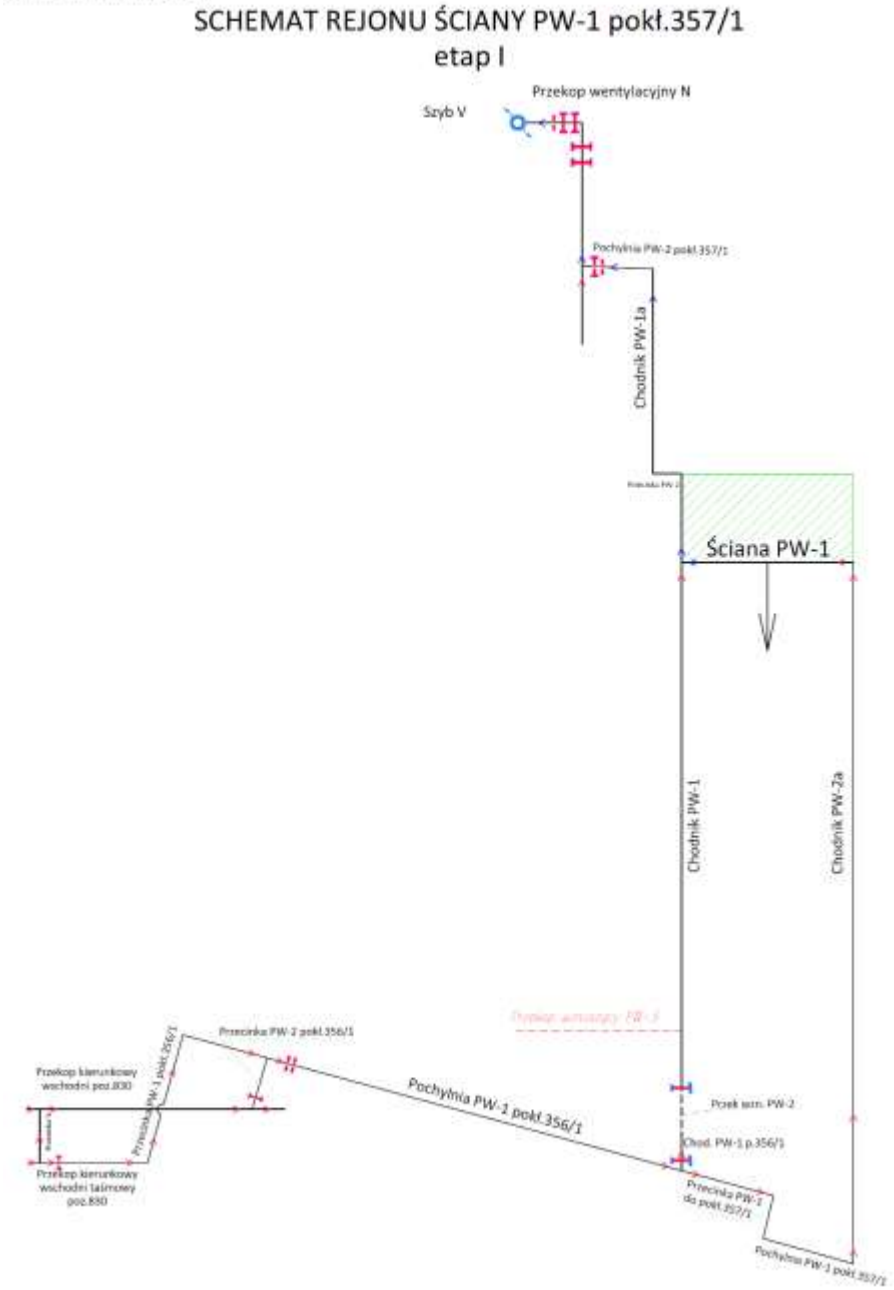

WYDOBYCIE
Metanowość wentylacyjna [m³CH4/min]
Ilość metanu ujęta odmetanowaniem [m³CH4/min]
Metanowość bezwzględna [m³CH4/min]
Metanowość kryterialna [m³CH4/min]
Efektywnośc odmetanowania [%]
[m³CH4/min]
[Mg]
0
10
20
30
40
50
60
70
80
90
0
500
1000
1500
2000
2500
3000
I II III
Grudzień 2016r.
Styczeń 2017r.
Luty 2017r.
Marzec 2017r.
Kwiecień 2017r.
Maj 2017r.
Czerwiec 2017r.
Lipiec 2017r.



- Ściana PW-1 pokł.357/1 zostanie oddana do ruchu w **marcu 2018r.**

- Prognoza metanowości bezwzględnej dla wydobycia dobowego 2100 Mg/d oraz średniego postępu dobowego wynoszącego 4,1 m wynosi **44,57 m^3/min**

JSW S.A. KWK "Pniówek"

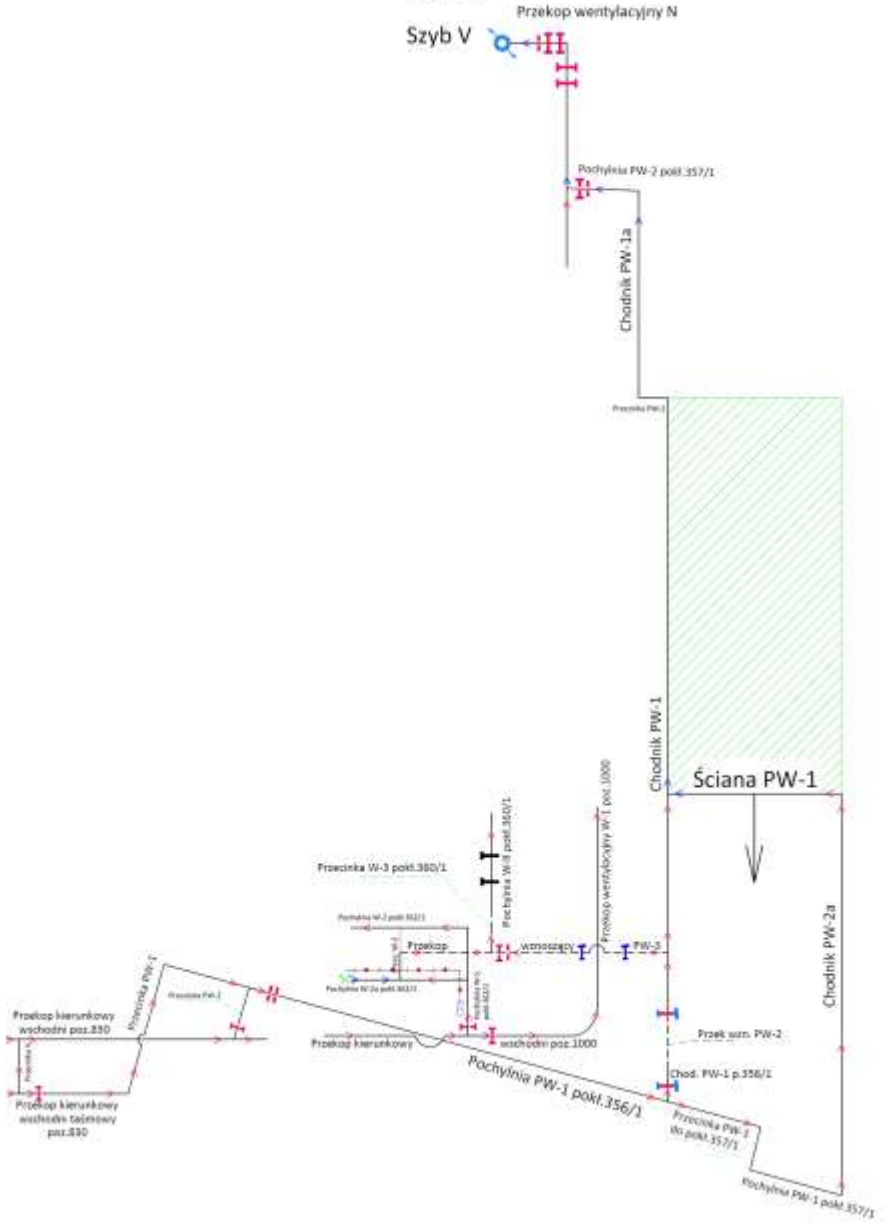


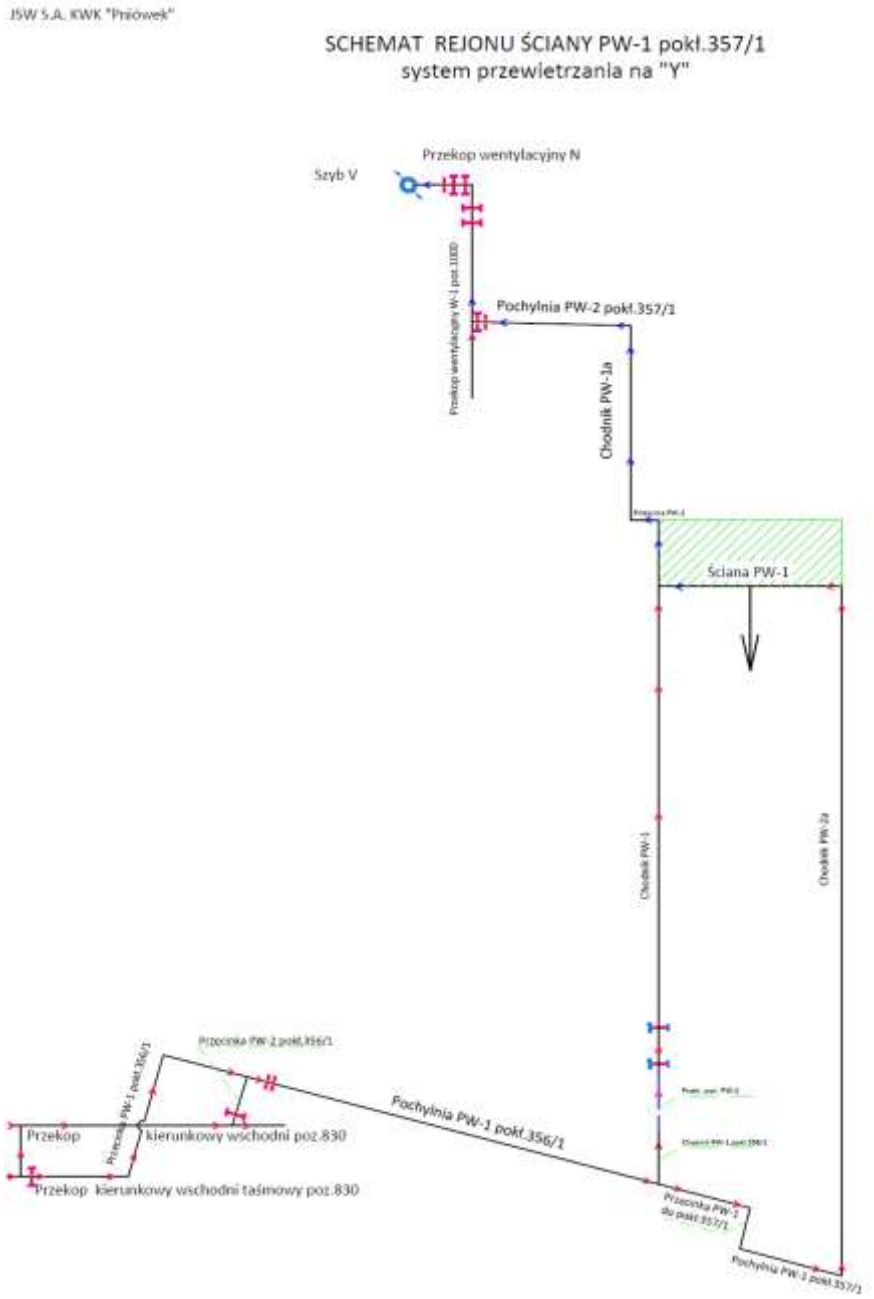
- W trakcie eksploatacji pokładu 357/1 ścianą PW-1 projektuje się możliwość przewietrzania ściany systemem „Y” oraz „U”.

JSW S.A. KWK "Pniówek"

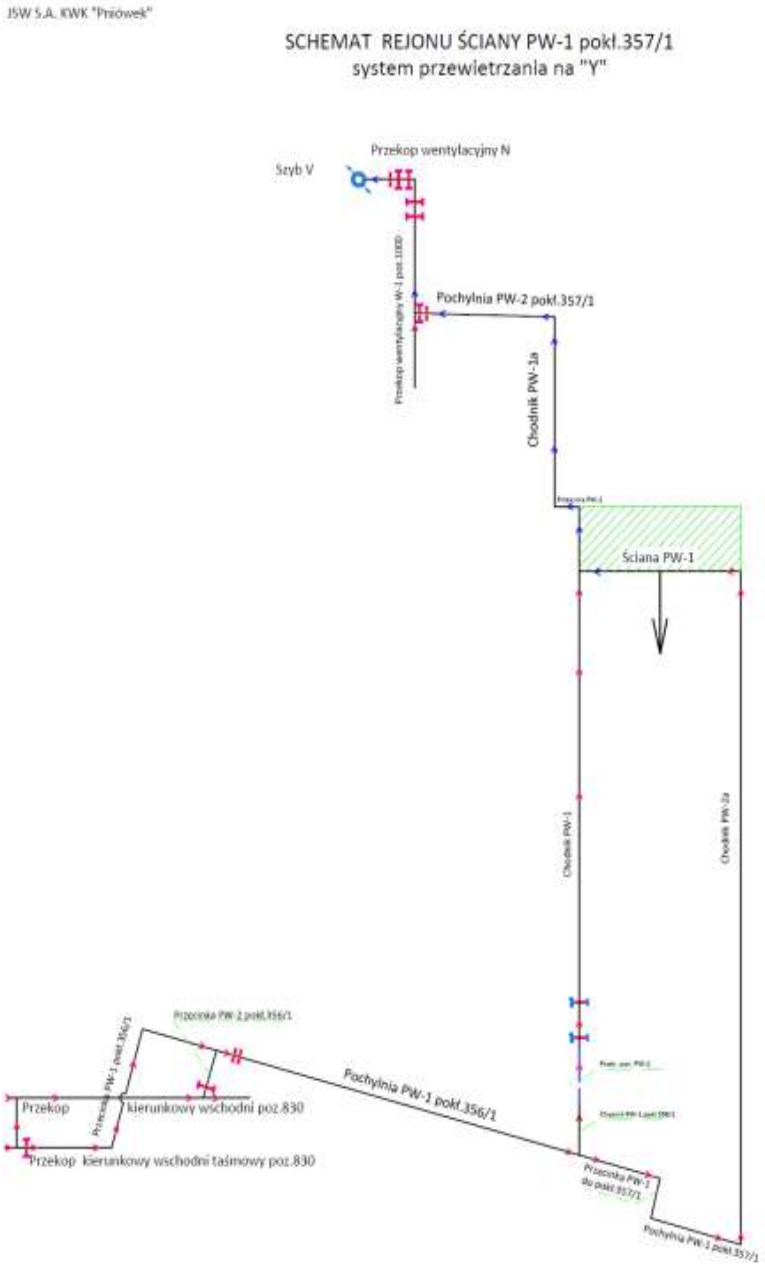
SCHEMAT REJONU ŚCIANY PW-1 pokł.357/1

etap II



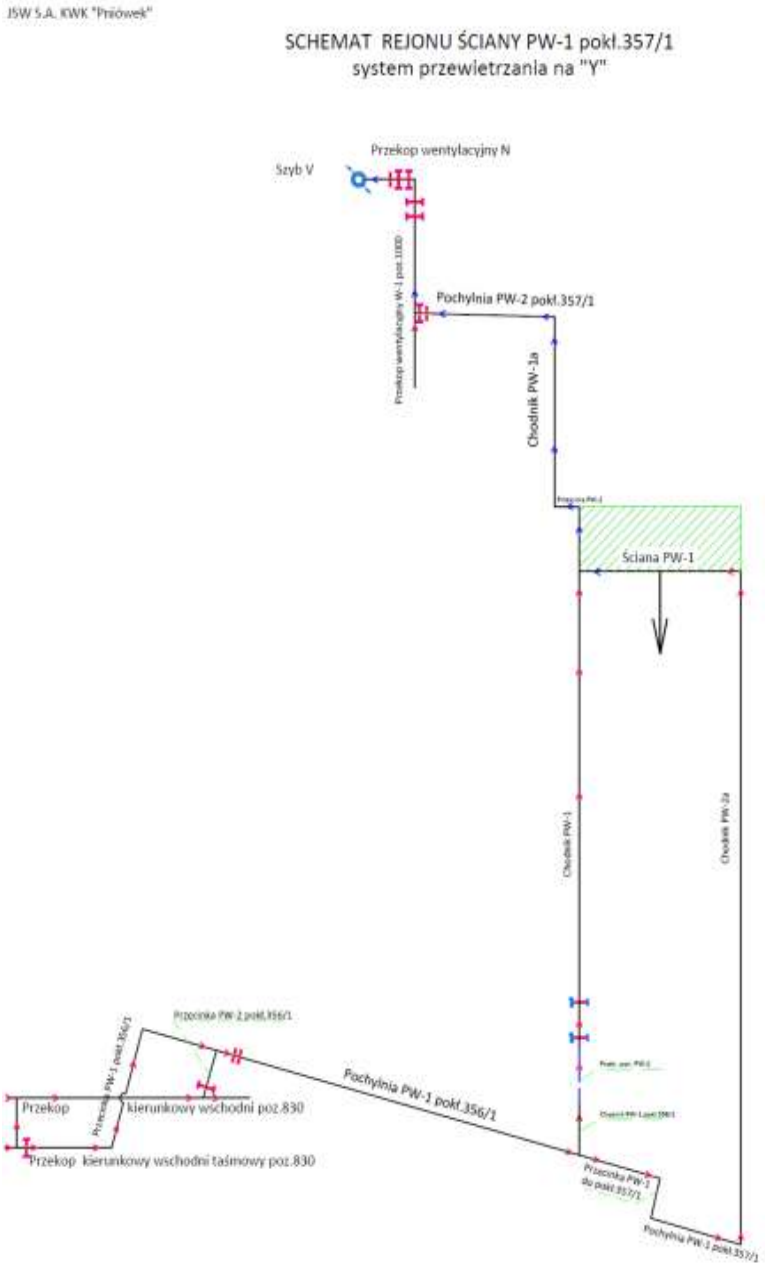


Parametr	Wartość
Ogólne parametry ściany	
Długość ściany	200 - 206 m
Wybieg ściany	ok. 675 m
Maksymalna wysokość ściany	1,40 – 1,90m
Miąższość pokładu z warstwami towarzyszącymi i przerostami	1,45 – 1,65m (średnio 1,56m)
Miąższość węgla	1,45 – 1,65 m (średnio 1,56 m)
Maksymalne nachylenie podłużne ściany	8-15^0 (średnie ok. 3^0)
Maksymalne nachylenie poprzeczne ściany	21^0 (średnie ok. 10^0)
Planowany średni postęp dobowy	4,8 m/d
Planowane wydobycie dobowe	2100 Mg/d
Zagrożenia naturalne	
Zagrożenie metanowe	IV kategoria
Zagrożenie tąpaniami	Pokład niezagrożony
Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego	Klasa „B”
Zagrożenie wodne	I stopień
Zagrożenie wyrzutami metanu i skał	Pokład niezagrożony
Zagrożenie pożarowe	II grupa samozapalności
Okres inkubacji pożaru	minimalny czas inkubacji pożaru = 66 dni
Wyposażenie ściany	
Typ obudowy	FAZOS-JZR-11/27-POz FAZOS-JZR-11/27-POz/S
Roboczy zakres pracy	1,5 - 2,6 m
Typ kombajnu	JOY 4LS20
Typ przenośnika ścianowego	Rybnik 850
Typ przenośnika podścianowego	PAT-200 WIII



CHARAKTERYSTKA POKŁADU

- Miąższość pokładu: 1,45 ÷ 1,65 m (średnio 1,56 m)
- Nachylenie pokładu: 3° - 13° na NE (lokalnie na SE)
- Zawartość popiołu: 2,76 ÷ 11,96%; średnio 6,30%
- Typ węgla: 34.2 i 35.1 (lok. w SW części ściany)
- Gęstość węgla: 1,28 ÷ 1,42 [g/cm³] (średnio 1,33 [g/cm³])
- Nachylenie wyrobisk:
  - chodnik PW-2a: max – 8°, średnie – 4,0°
  - chodnik PW-1: max – 15°, średnie – 3,0°
  - ściana PW-1: max – 21°, średnie – 10,0°



DOPROWADZENIE POWIETRZA DO ŚCIANY

Powietrze jest doprowadzane z poziomu 830, poprzez przekop kierunkowy wschodni poz.830 do przecinki PW-2 pokł.356/1 i poprzez przekop kierunkowy wschodni taśmowy poz.830 do przecinki PW-1 pokł.356/1, dalej pochylnią PW-1 pokł.356/1, przecinką PW-1 do pokł.357/1, pochylnią PW-1 pokł.357/1, chodnikiem PW-2a pokł.357/1 do ściany PW-1 pokł.357/1. Część powietrza z pochylni PW-1 pokł.356/1, płynie chodnikiem PW-1 pokł.357/1 i łączy się z powietrzem wypływającym ze ściany PW-1 pokł.357/1.

ODPROWADZENIE POWIETRZA ZE ŚCIANY

Powietrze ze ściany odprowadzone jest chodnikiem PW-1 pokł.357/1, przecinką PW-2 pokł.357/1, chodnikiem PW-1a pokł.357/1, pochylnią PW-2 pokł. 357/1, przekopem wentylacyjnym W-1 poz.1000, przekopem wentylacyjnym N poz.930 do szybu V.

WARUNKI PRZEWIETRZANIA

- Dla zapewnienia bezpiecznych warunków ze względu na zagrożenie metanowe oraz założone wydobycie 2100 Mg/d, utrzymywany będzie wydatek powietrza przez ścianę na poziomie około 1100 m^3/min natomiast przez rejon ściany około 2100 m^3/min.
- Stabilność przewietrzania - według opracowanego schematu potencjalnego sieci wentylacyjnej - moc prądu powietrza płynącego w rejonie ściany PW-1 w pokł.357/1 wynosi ponad 6000W - prąd bardzo mocny.

Kryterialną wartość metanowości bezwzględnej, obliczono wg „Instrukcji nr 17 (2004) – Zasady prowadzenia ścian w warunkach zagrożenia metanowego”, wydanej przez GIG – Katowice.

$$V_{kryt} = \frac{c_{m-dop}\, V_{ps}\, k}{100\mathrm{n}} + \frac{V_{pd}\left(\frac{c_{m-dop}}{n} - C_p\right)}{100 - \frac{c_{m-dop}}{n}} - V_D \quad m^3/min.$$

V_{ps} – wydatek prądu powietrza płynącego przez ścianę – przyjmujemy założone 1100 $m^3/min.$

V_{pd} – wydatek prądu powietrza doświeżającego prąd powietrza wypływający ze ściany – przyjmujemy założone 1000 $m^3/min.$

c_{m-dop} – dopuszczalna zawartość metanu w prądzie powietrza odprowadzanego wyrobiskiem przyścianowym – 1,5%

Kryterialną wartość metanowości bezwzględnej, obliczono wg „Instrukcji nr 17 (2004) – Zasady prowadzenia ścian w warunkach zagrożenia metanowego”, wydanej przez GIG – Katowice.

c_p – zawartość metanu w przekroju wyrobiska w prądzie doświeżającym, przyjmujemy 0,1%,

k – współczynnik określający nierównomierność rozkładu prędkości powietrza w ścianie, przyjmuje się k = 0,85,

n – współczynnik nierównomierności wydzielania metanu w rejonie ściany – dla ścian projektowanych – 1,55,

V_d – bezwzględna ilość metanu doprowadzana z prądem świeżego powietrza, przyjmujemy $V_d = 1{,}1\ m^3/min$.

W wyniku obliczeń, dla rejonu ściany otrzymano:

$$V_{kryt} = 16{,}71\ m^3/\text{min.}$$

Obliczenie kryterialnej metanowości bezwzględnej V_{KRYT} dla rejonu ściany, z zastosowaniem odmetanowania:

$$V_{KRYT} = \frac{100 \times V_{Kr}}{100 - E}$$

Dla efektywności odmetanowania E = 65%

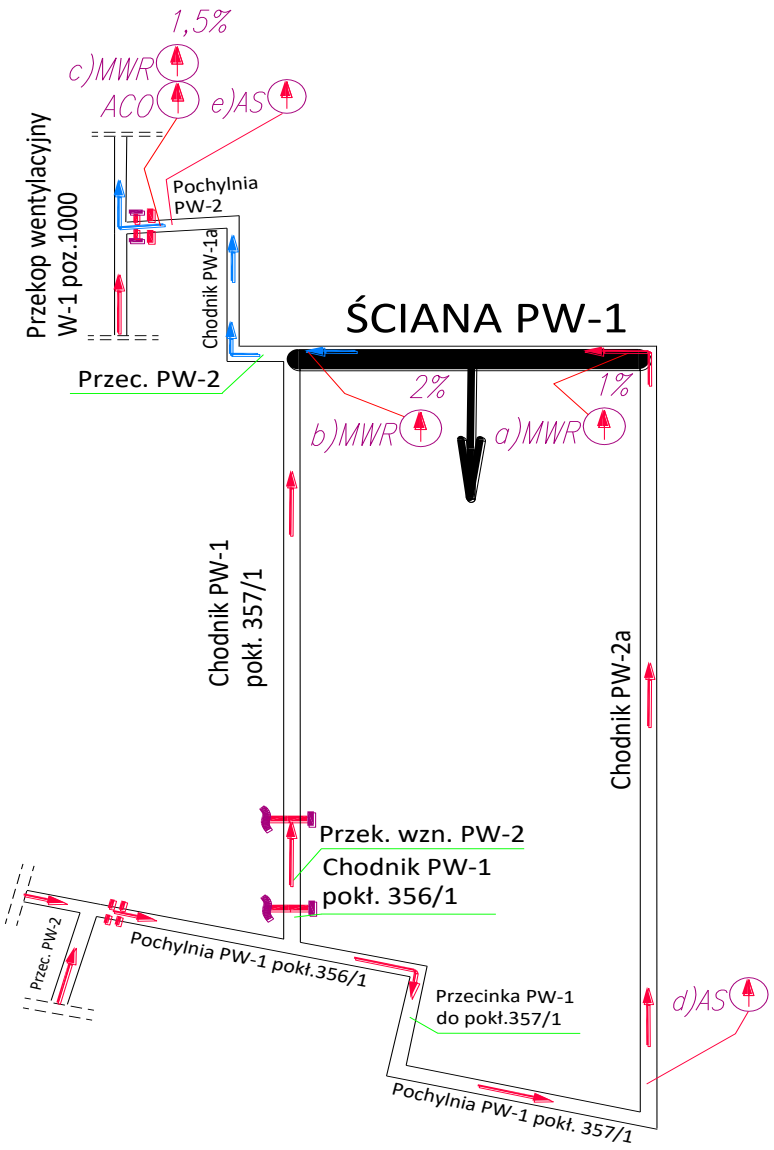
$$V_{KRYT} = \frac{100 \times 16{,}71}{100 - 65}$$

$$\boldsymbol{V_{KRYT} = 47{,}74\ m^3\ CH_4/min}$$

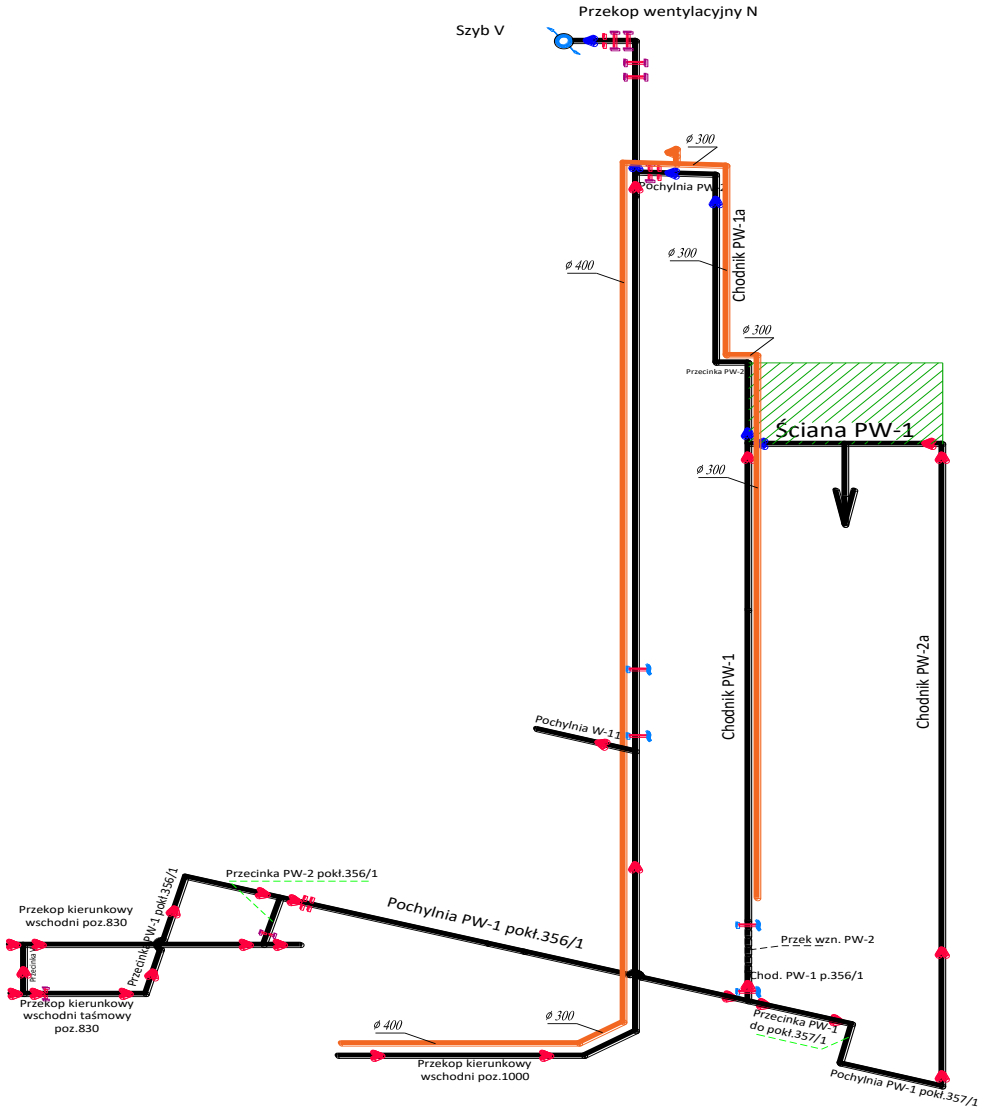
Z powyższego wynika, iż przy osiąganiu efektywności odmetanowania rejonu ściany PW-1 pokł.357/1 na poziomie ok. 65%, maksymalna wartość metanowości bezwzględnej rejonu ściany, przy której warunki prowadzenia ściany można uznać za bezpieczne, wynosi:

47,74 m^3CH_4/min.

W trakcie ruchu ściany prowadzone są pomiary aktualnej gazowości ściany i warunków klimatycznych. Wartość kryterialnej metanowości bezwzględnej dla rejonu ściany, obliczana jest codziennie, w oparciu o wskazania czujników metanometrii automatycznej. Wydatek powietrza dostosowany jest do aktualnej metanowości i poziomu wydobycia.


1,5%
c)MWR
ACO
e)AS
Przekop wentylacyjny W-1 poz.1000
Pochylnia PW-2
Chodnik PW-1a
ŚCIANA PW-1
Przec. PW-2
2%
1%
b)MWR
a)MWR
Chodnik PW-1 pokł. 357/1
Chodnik PW-2a
Przek. wzn. PW-2
Chodnik PW-1 pokł. 356/1
Przec. PW-2
Pochylnia PW-1 pokł.356/1
Przecinka PW-1 do pokł.357/1
d)AS
Pochylnia PW-1 pokł. 357/1

SCHEMAT REJONU ŚCIANY PW-1 pokł. 357/1
-rurociąg odmetanowania-



Za ścianą		
Kąt odchylenia otworu od osi chodnika nad front ściany (azymut)	Optymalny kąt nachylenia otworu	Długość otworu [m]
30°L	-30°	65÷75
40°L	-33°	65÷75
50°L	-35°	65÷75
60°L	+55°	55÷65
70°L	+55°	55÷65
80°L	+55°	55÷65



Przed ścianą		
Kąt odchylenia otworu od osi chodnika nad front ściany (azymut)	Optymalny kąt nachylenia otworu	Długość otworu [m]
+22°	15°P	75÷85
+20°	18°P	75÷85
+18°	21°P	75÷85
+15°	25°P	75÷85



Ponadto z chodnika PW-1a pokł. 357/1 zostaną wykonane 3÷4 otwory w dwóch wiązkach 30m i 40m na północ od dowierzchni PW-1 pokł. 357/1.

Otwory w wiązce 30m		
Kąt odchylenia otworu od osi chodnika nad front ściany (azymut)	Optymalny kąt nachylenia otworu	Długość otworu
+25	38L	85÷95
+22	41L	85÷95
+20	43L	85÷95
+15	45L	85÷95

Otwory w wiązce 40m		
Kąt odchylenia otworu od osi chodnika nad front ściany (azymut)	Optymalny kąt nachylenia otworu	Długość otworu
+22	30L	95÷105
+19	33L	95÷105
+17	36L	95÷105
+14	40L	95÷105

Planowane wydobycie dobowe [Mg/d]	Metanowość prognozowana [m3CH4/min.]
1000	27,20
1100	28,96
1200	30,68
1300	32,36
1400	33,99
1500	35,59
1600	37,16
1700	38,69
1800	40,20
1900	41,68
2000	43,13
2100	44,57
2200	45,98
2300	47,37
2400	48,75
2500	50,10
2600	51,44
2700	52,76
2800	54,07
2900	55,36
3000	56,64
3100	57,90
3200	59,15
3300	60,39
3400	61,62

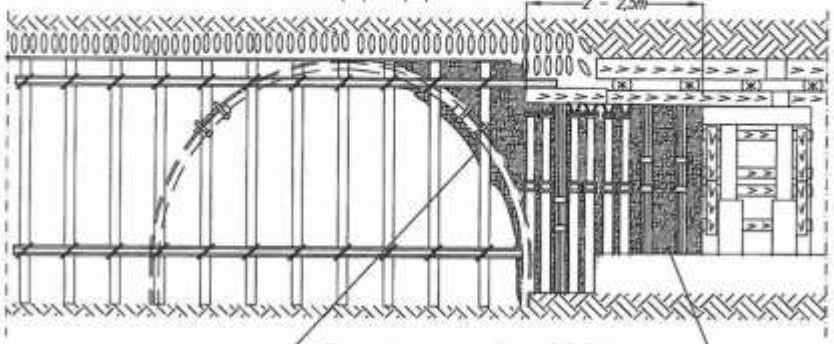
JSW SA
KWK Pniówek

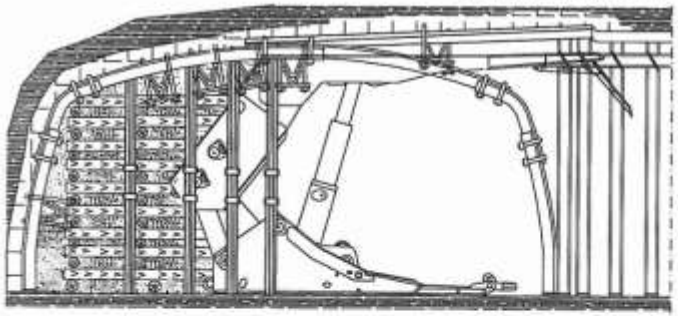
KOPALNIA WĘGLA KAMIENNEGO "PNIÓWEK"

TT	PW-1.ROZRUCH rozruch.dwg	TYTUŁ RYSUNKU: Skrzyżowanie chodnika PW-1 z dowierzchnią PW-1 w pokł. 357/1	DATA Styczeń 201

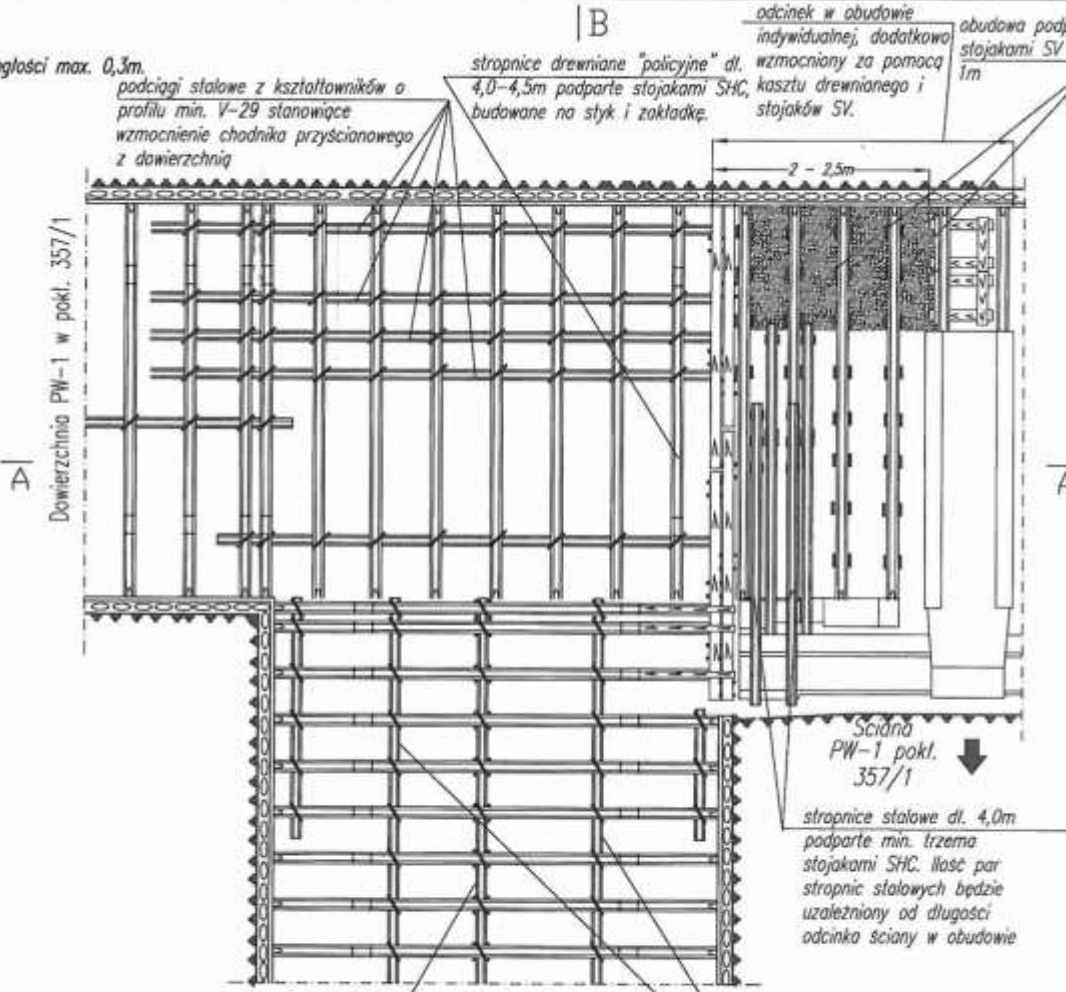
UWAGI:
1. Maksymalna odległość między obudową indywidualną a obudową zmechanizowaną wynosi 0,3m.
2. Opinka stropu na odcinku obudowy indywidualnej z połowic, filarówek lub okorków w wzajemnej odległości max. 0,3m.
3. Odcinek ściany w obudowie indywidualnej nie będzie dłuższy niż 3,0m.

A–A





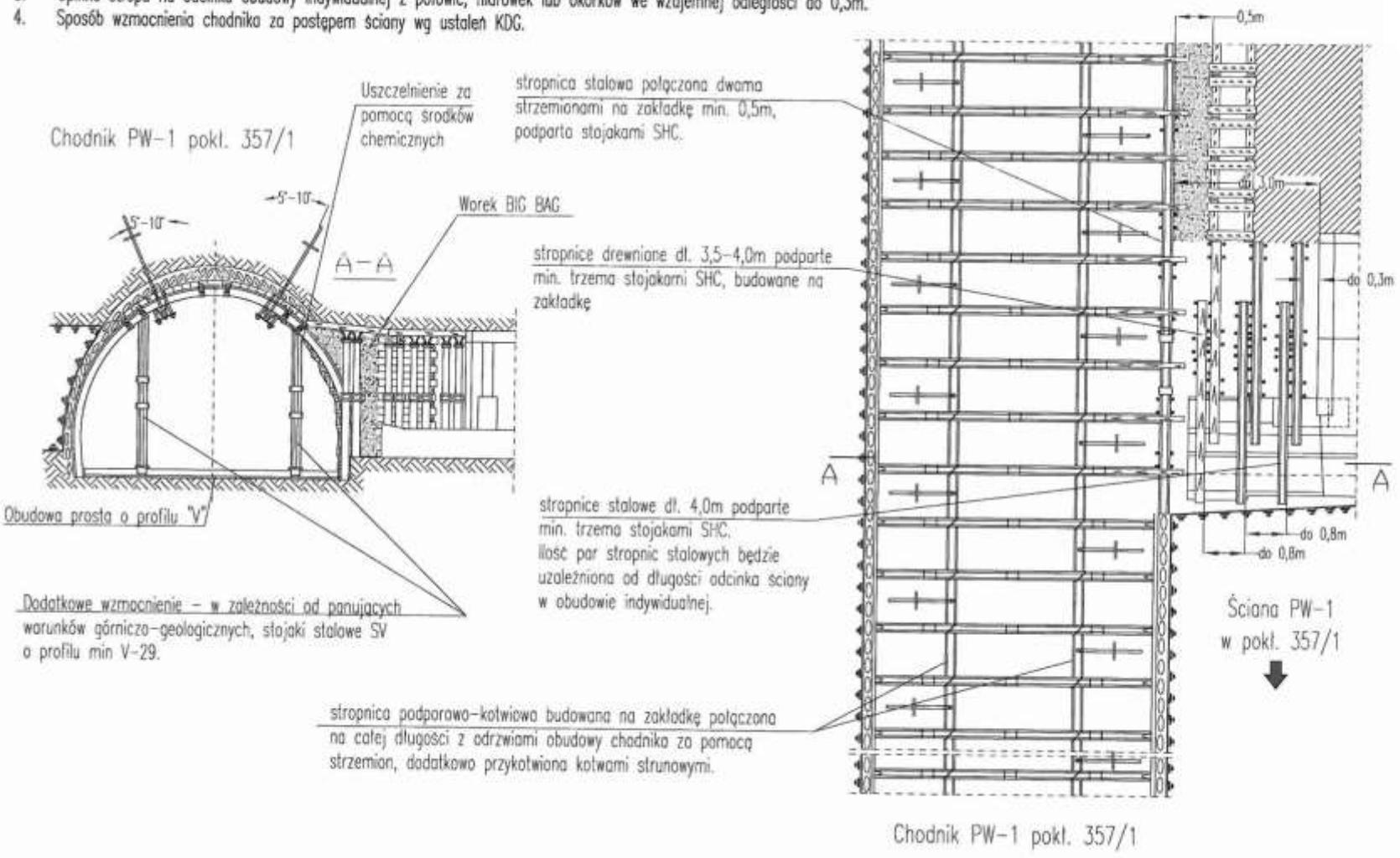
Dowierzchnia PW-1 w pokł. 357/1



T T	KOPALNIA WĘGLA KAMIENNEGO "PNIÓWEK"	DATA
	PW-1.UTRZYMANIE.STAL.BRAMKI.WOREK bieg.sciany.dwg	TYTUŁ RYSUNKU: Zabudowa skrzyżowania ściany PW-1 z chodnikiem PW-1 w pokł. 357/1 i odcinka ściany z obudową indywidualną	Styczeń 2018

U W A G I :

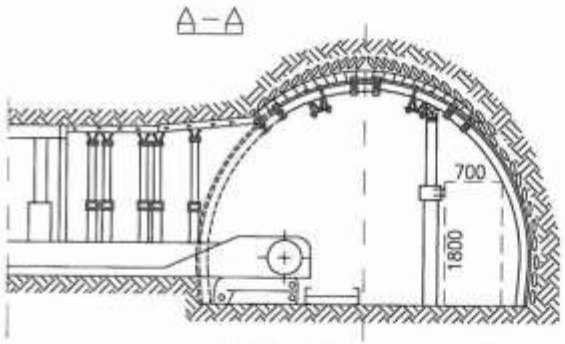
1. Maksymalna odległość między obudową indywidualną a obudową zmechanizowaną ściany wynosi 0,3m.
2. Odcinek ściany w obudowie indywidualnej nie będzie dłuższy niż 3,0m.
3. Opinka stropu na odcinku obudowy indywidualnej z połowic, filarówek lub okorków we wzajemnej odległości do 0,3m.
4. Sposób wzmacnienia chodnika za postępem ściany wg ustaleń KDG.



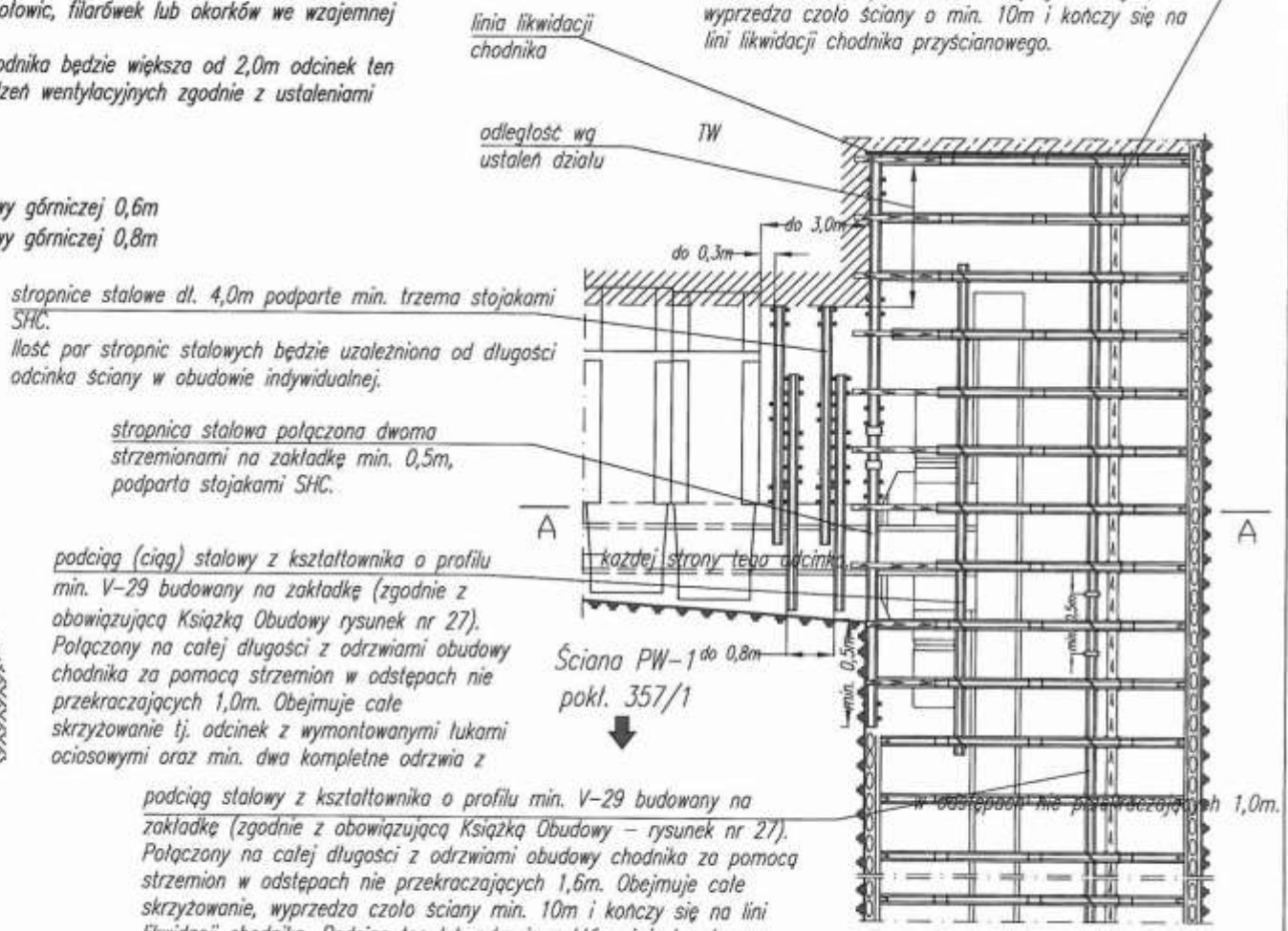
TT	KOPALNIA WĘGLA KAMIENNEGO "PNIÓWEK"	DATA
	PW-2a.LIKWIDACJA.STAL_PODCIĄGI bieg.ściany.dwg	*TYTUŁ RYSUNKU: Zabudowa skrzyżowania sciany PW-1 z chodnikiem PW-2a w pokł. 357/1 i odcinka ściany z obudową indywidualną*	Styczeń 2018

U W A G I :

1. *Maksymalna odległość między obudową indywidualną a obudową zmechanizowaną ściany wynosi 0,3m.*
2. *Odcinek ściany w obudowie indywidualnej nie będzie dłuższy niż 3,0m.*
3. *Opinka stropu na odcinku obudowy indywidualnej z połowic, filarówek lub okorków we wzajemnej odległości do 0,3m.*
4. *W przypadku gdy odległość między linią likwidacji chodnika będzie większa od 2,0m odcinek ten będzie przewietrzany za pomocą pomocniczych urządzeń wentylacyjnych zgodnie z ustaleniami Kierownika Działu Wentylacji.*
5. *Likwidacja chodnika (zgodnie z instrukcją).*
6. *Dopuszczalna ilość wypiętych łuków ociosowych:*
   - *5 szt. (max.otw. 4,0m) przy rozstawie odrzwi obudowy górniczej 0,6m*
   - *4 szt. (max.otw. 4,0m) przy rozstawie odrzwi obudowy górniczej 0,8m*



Chodnik PW-2a pokł. 357/1



JSW SA
KWK Pniówek

Dziękuję za uwagę

MATERIAL HANDLING & UNDERGROUND | Christian Eberts | Global sales and support EAME

Innovative AFC High Torque Drive System



AFC Drive Technology – State of the art

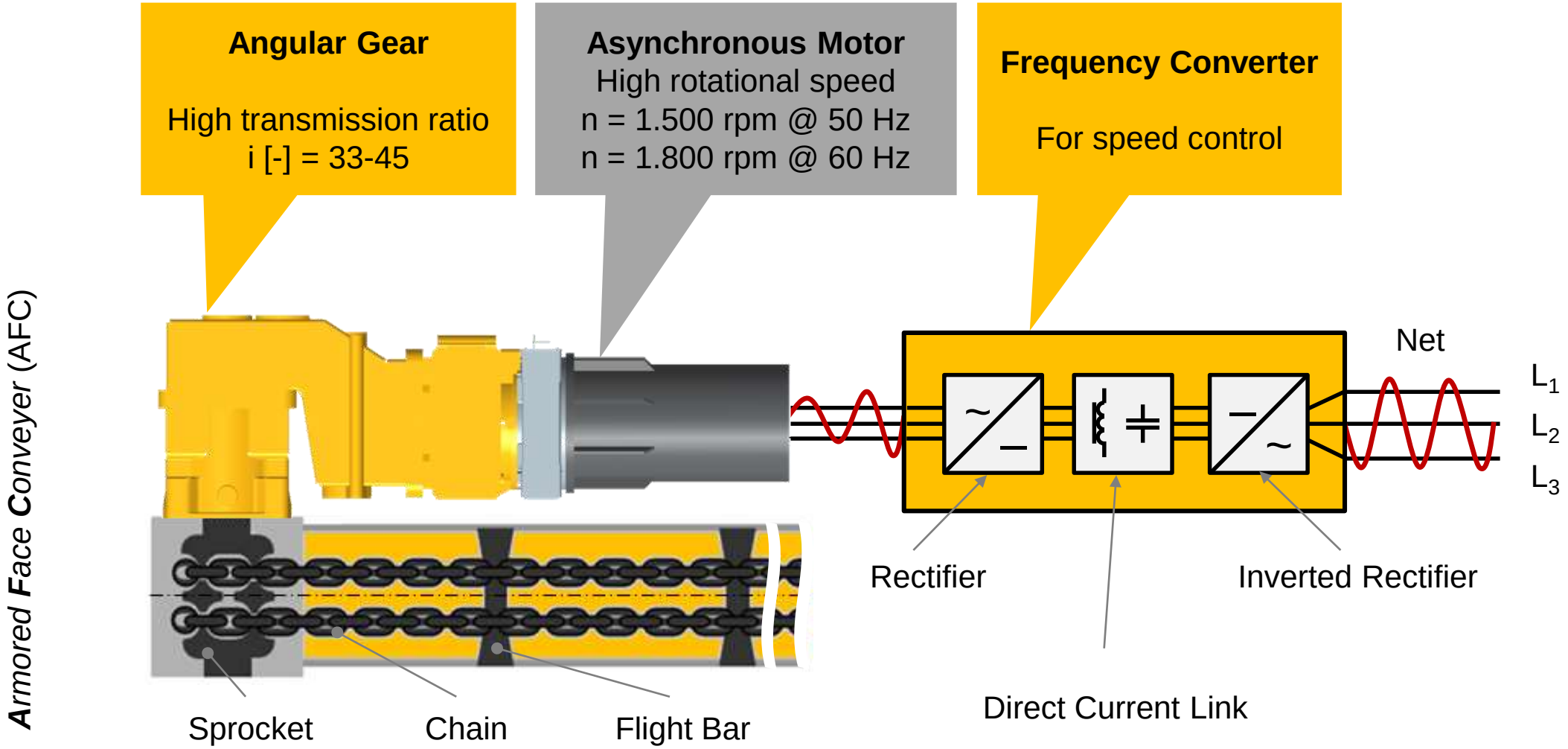
Angular Gear

High transmission ratio
i [-] = 33-45

Asynchronous Motor
High rotational speed
n = 1.500 rpm @ 50 Hz
n = 1.800 rpm @ 60 Hz

Frequency Converter

For speed control



Average percentage of downtime caused by chain break

Reason	Percentage of overall downtime
AFC blockade or capacity overload trough heavy load startup	9,57 %
Chain break of AFC	6,30 %
Chain break of BSL	5,87 %
	∑ = 21,74 %

Quelle: Bongers, D.: “Development of a Classification System for Fault Detection in Longwall Systems”, PhD Thesis, The University of Queensland, 2004

Guan, Z.; Gurgenci, H.: “Reliability Improvement through Smart Longwall Projects”, 2006

Ø Production: 3.000 t/h

Ø Coal price per ton: US-$ 83,-

Ø Downtime chain break: 8 h

US-$ 2 Mio.

Cat HTD4100 High Torque Drive – Overview

Technical data Cat HTD4100			
Rated power	P_{mech}	kW	1.250
Maximum nominal speed	n_{max}	min^{-1}	300
Nominal torque	T_n	Nm	262.000
Maximum torque	$T_{max\ ab}$	Nm	650.000
Nominal voltage AC	U_n	kV	3,3
Nominal frequency	f	Hz	38,8
Number of pole pairs	p	-	8

Cat HTD4100

- Frequency converter controlled
- slow rotating permanent energzied synchronous motor (PMSM)
- Gear with reduced planetary steps and coaxial or angular drive shaft
- Condition monitoring system



Frequency converter

PMSM

P or KP Gear

Induced forces by different drive technologies

→ **Mass moment of inertia** $J_{Kette} = J_{rot} \times i^2$

→ **Kinetic energy** $W_{kin\_Kette} = \frac{J_{rot}}{2} \times \left(\frac{2\,\pi\,n}{60}\right)^2$

Drive technology	Power P [kW]	Rev. n [rpm]	Mass moment o.i J_{rot} [kg m²]	Transmission ratio [-]
Asynchronous motor + Gear + Safety clutch (**ASM**)	1.200	1.500	70	33
Permanent energized synchronous motor + Gear (**PMSM**)	1.250	288	194	6,4

ASM

$J_{\text{chain}\_ASM} = 76.230\ kg\ m^2$

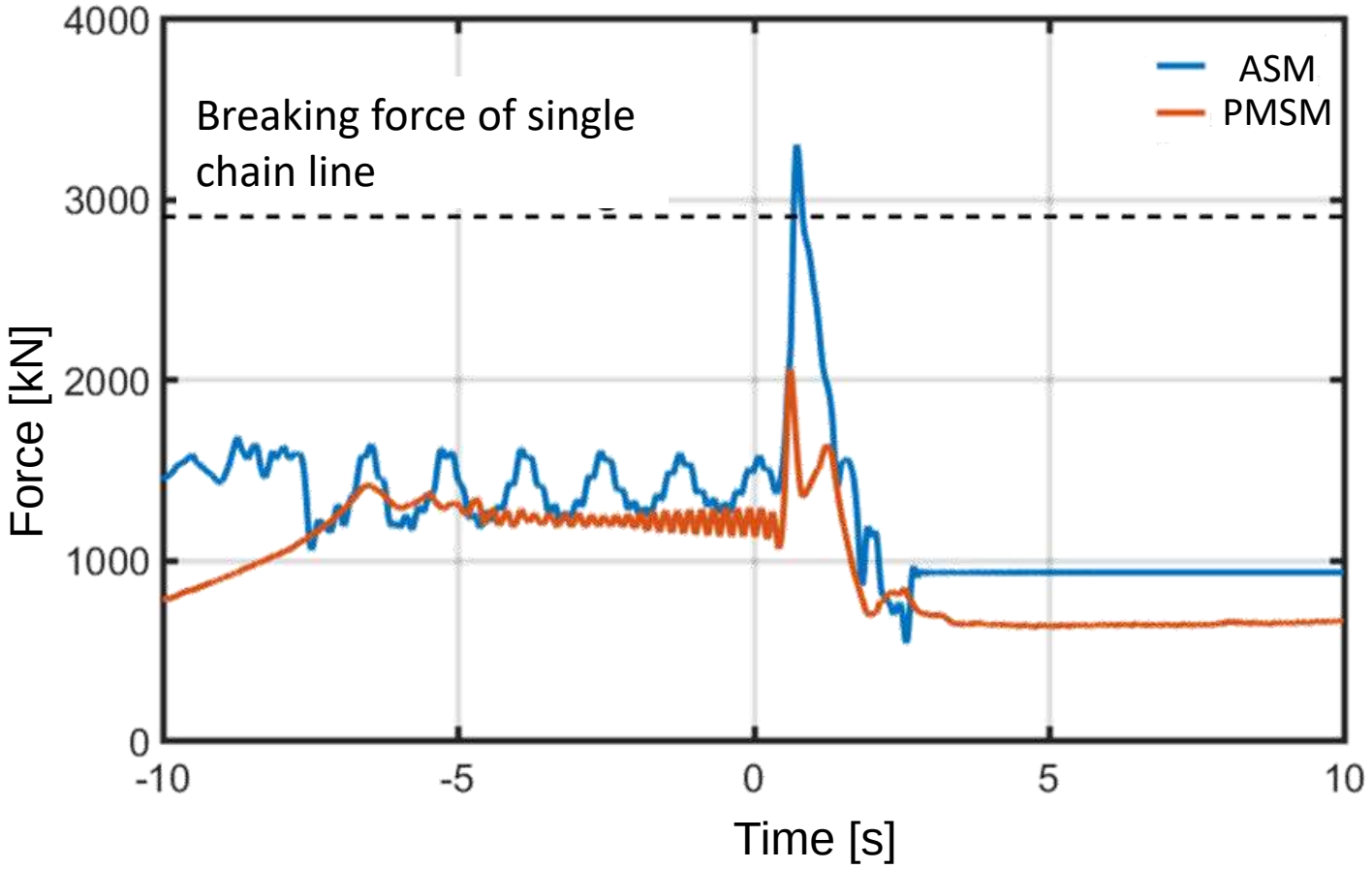
$W_{kin\_\text{chain}\_ASM} = 863.590\ \frac{kg\ m^2}{s^2} = 863\ kWs$

PMSM

$J_{\text{chain}\_PMSM} = 7.946\ kg\ m^2$

$W_{kin\_\text{chain}\_PMSM} = 88.230\ \frac{kg\ m^2}{s^2} = 88\ kWs$

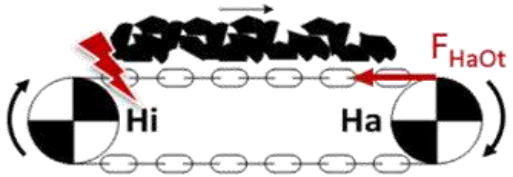
Simulation of chain forces at blockade case



Simulation parameter of a virtual longwall

- Face length l_{AFC} = 300 m
- 48x144/160 DMKB chain
- 75% loaded conveyor,
- Breaking force F_{Break} = 2 x 2.900 kN = 5.800 kN
- Blockade force: 10000kN @ t=0

Reduction of chain forces = 39 %

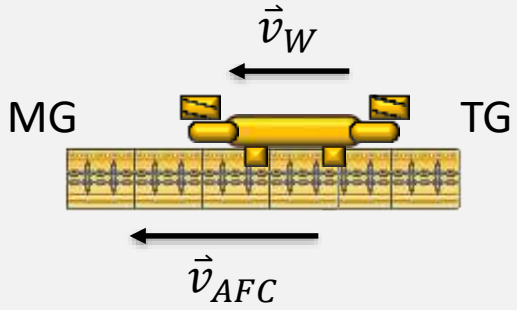


Quelle: Westphalen, A. J.: Mehrkörpersimulation von unterschiedlichen Antriebssystemen für Kettenkratzförderer, 2017

Advantage of frequency converter control

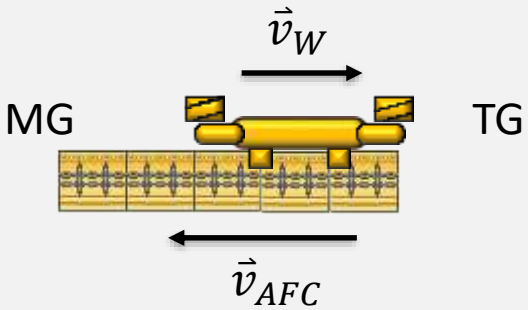
- The HTD4100 motor control by frequency converters allows the regulation of AFC chain speed while parallel and anti parallel movement of AFC and shearer.

Tailgate to Maingate



AFC and Shearer operating parallel
=
Standard loading cross section

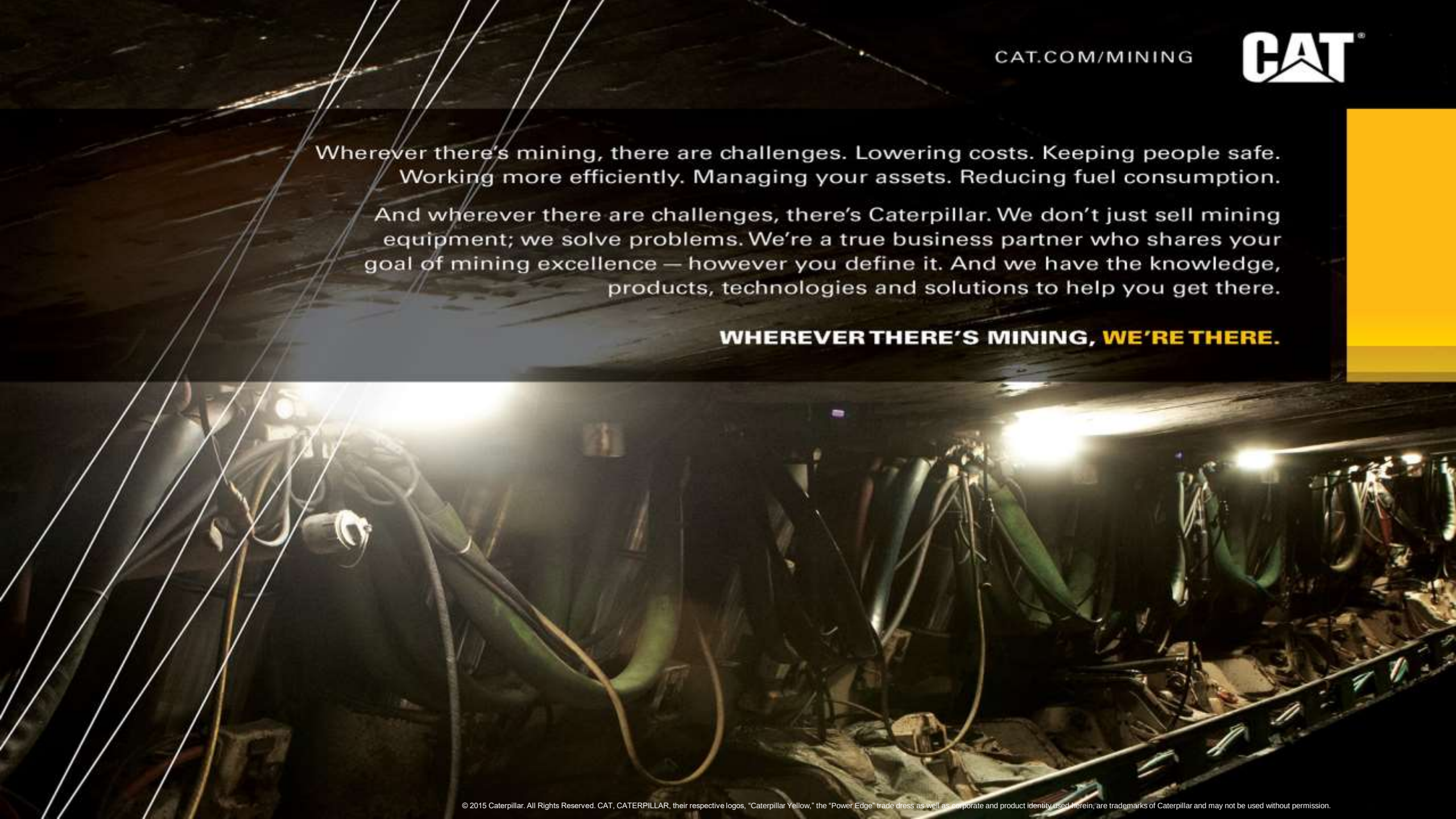
Maingate to Tailgate



AFC and Shearer operating anti parallel
=
Decreased loading cross section

Chain speed reduction

- Loading cross section is optimized for both cuts **(Optimized production)**
- Reduced wear on pans and sprockets due to less flight bars per hour **(Cost savings)**



© 2015 Caterpillar. All Rights Reserved. CAT, CATERPILLAR, their respective logos, "Caterpillar Yellow," the "Power Edge" trade dress as well as corporate and product identity used herein, are trademarks of Caterpillar and may not be used without permission.

Problem korozji łbów złączy śrubowych w aspekcie bezpieczeństwa funkcjonowania obudowy tubingowej szybów kopalń KGHM Polska Miedź S.A.

Sławomir Fabich, Marcin Szlązak, Sławomir Świtoń
KGHM Cuprum Sp. z o.o. Centrum Badawczo-Rozwojowe

STRESZCZENIE: W szybach wentylacyjnych kopalń KGHM Polska Miedź S.A. stwierdza się korozję łbów śrub tubingowych, która wynika z warunków środowiskowych. Zgodnie z wymaganiami śruby powinny przez cały okres funkcjonowania szybu odpowiadać wymaganiom normowym. W przypadku zmniejszania się objętości łbów istnieje obawa co do zachowania warunku nominalnej ich wytrzymałości na rozciąganie i tym samym zachowania bezpieczeństwa funkcjonowania całej kolumny tubingowej. W niniejszym referacie przedstawiono wyniki analizy warunków środowiskowych panujących w szybach KGHM Polska Miedź S.A, ocenę stanu śrub po ich oczyszczeniu z produktów korozji, analizy badań wytrzymałościowo-deformacyjnych.

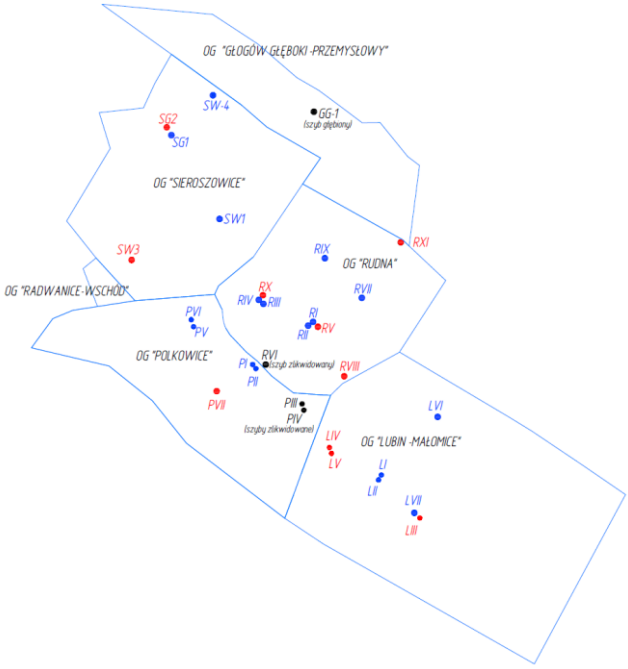
SŁOWA KLUCZOWE: śruby tubingowe, korozja, stan techniczny, obudowa tubingowa

1. WSTĘP

Na obszarze górniczym Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego funkcjonuje 28 szybów, 7 w O/ZG „Lubin" (pięć o średnicy 6,0 m, dwa o średnicy 7,5 m), 10 w O/ZG „Rudna" (wszystkie o średnicy 7,5 m) oraz 11 w O/ZG „Polkowice-Sieroszowice" (cztery o średnicy 6,0 m, sześć o średnicy 7,5 m). Wyżej wymienione wyrobiska zgłębione zostały w bardzo trudnych warunkach hydrogeologicznych, wynikających ze specyfikacji budowy geologicznej monokliny przedsudeckiej, a więc w górotworze o bardzo zróżnicowanej budowie geologicznej i hydrogeologicznej oraz zmiennych własnościach wytrzymałościowych. W związku z powyższym podstawową obudową na odcinku utworów czwartorzędowych i trzeciorzędowych oraz stropowych warstw górnego i środkowego pstrego piaskowca jest obudowa tubingowa z koszulką betonową.

Na rys. 1 przedstawiono lokalizację (kolor czerwony) szybów wentylacyjnych-wydechowych funkcjonujących w ramach poszczególnych Zakładów Górniczych KGHM Polska Miedź S.A.

W kopalni O/ZG „Lubin” szybami wydechowymi są szyby L-III, L-IV i L-V, na terenie O/ZG „Rudna” szyby R-V, R-VIII, R-X i R-XI, na terenie O/ZG „Polkowice-Sieroszowice” szyby P-VII, SG-2 i SW-3.



Rys. 1. Lokalizacja szybów na terenie KGHM Polska Miedź S.A.
Fig. 1. Shafts locations in KGHM Polska Miedź S.A. mines

Podczas realizacji prac związanych z oceną stanu technicznego obudów szybów, a dokładnie stanu śrub łączących segmenty tubingowe stwierdzono korozję łbów śrub. Ubytki korozyjne łbów śrub zaczęto obserwować z końcem lat 90., początkowo w szybie L-V oraz w ślad za tym kolejno w szybach P-VII, R-VIII, R-XI, SW-3.

2. WARUNKI ŚRODOWISKOWE

Środowisko funkcjonowania szybów wydechowych kształtowane jest przez dwa główne czynniki. Pierwszym z nich są wody podziemne, migrujące do nich przez nieszczelności w obudowie, zaś drugim zużyte powietrze pobierane z wyrobisk kopalni.

2.1. Skład chemiczny wód podziemnych

Analizując skład chemiczny wód podziemnych związanych z poszczególnymi poziomami wodonośnymi należy stwierdzić, że stopień ich mineralizacji wzrasta wraz z głębokością, przy jednoczesnym występowaniu zmian ich składu.

Wody czwartorzędowe składem chemicznym są zbliżone do wód powierzchniowych. Przeważa typ wód dwuwęglanowo-siarczanowo-wapniowych. Są to wody o charakterze obojętnym i lekko zasadowym (pH do około 7,5), miękkie i średnio twarde. Zawartość Mn i Fe przekracza wartości dopuszczalne dla wód konsumpcyjnych. Zawartość CO_2 waha się od 0 do 57 mg/dm^3 a SO_4 od 16 do 208 mg/dm^3. Ogólna mineralizacja jest rzędu 300 ÷ 460 mg/dm^3.

W wodach miocenu, pliocenu oraz oligocenu dominują jony węglanowe, siarczanowe, wapniowe i sodowe. Są one słabo zasadowe oraz miękkie, o mineralizacji nieprzekraczającej 350 mg/dm^3. Zawierają żelazo i mangan, a w obrębie węgli brunatnych siarkowodór. Zawartość CO_2 wynosi od 0 do 15 mg/dm^3, a SO_4 od 3 do 57 mg/dm^3.

Wody poziomu pstrego piaskowca pod względem chemicznym cechuje zmienność wynikająca z głębokości występowania. Są zasadowe i średnio twarde. W wodach dominują jony siarczanowe, węglanowe i wapniowe. Mineralizacja wód dochodzi do 10 g/dm^3 suchej pozostałości. W głębszych partiach przedmiotowych utworów (środkowy i dolny pstry piaskowiec) występują wody o mineralizacji dochodzącej nawet do 100 g/dm^3. Zawartość CO_2 wynosi od 2,0 do 4,7 mg/dm^3, a SO_4 od 5 do 24 mg/dm^3.

Poziom wód cechsztyńskich jest najbardziej zróżnicowanym pod względem hydrochemicznym. Generalnie są to wody bardzo twarde, zasadowe, obojętne lub kwaśne o mineralizacji do 100 g/dm^3, sporadycznie przekraczającej nawet 300 g/dm^3. W wodach środkowego cechsztynu (dolomit główny) dominują jony SO_4^{2-} i Ca^{2+}. Wody dolnego cechsztynu (dolomit podstawowy) są typu chlorkowo-sodowego. Zawartość CO_2 wynosi do 24 mg/dm^3, a SO_4 do 2750 mg/dm^3.

Wody poziomu czerwonego spągowca charakteryzują się wysoką mineralizacją (od około 30 do 300 g/dm^3 suchej pozostałości) i dużą twardością. Są lekko kwaśne, obojętne lub lekko zasadowe typu chlorkowo-sodowego i wapniowo-sodowo-siarczanowego. Zawartość SO_4 wynosi ponad 2000 mg/dm^3.

2.2. Agresywność zużytego powietrza kopalnianego

Zawartość w powietrzu kopalnianym agresywnych gazów takich jak CO_2, SO_2, HF, H_2S i NO_2 w powiązaniu z bardzo dużą jego wilgotnością przyczyniają się do wzrostu zagrożenia korozyjnego stalowych elementów wyposażenia szybu. Przeprowadzone pomiary i oznaczenia ilościowe oraz jakościowe zanieczyszczeń gazowych emitowanych przez szyby wydechowe wykazały następujące zawartości agresywnych gazów [1]:

- SO_2 – poniżej 0,033 mg/m^3,
- NO_2 – do 5,176 mg/m^3,
- CO – do 2,832 mg/m^3.

2.3. Wpływ środowiska wewnętrznego na proces korozji śrub tubingowych

Elementy konstrukcji stalowych są projektowane z pewnym zapasem bezpieczeństwa wprowadzonym do obliczeń w postaci współczynnika bezpieczeństwa. Ma to między innymi częściowo neutralizować ryzyko związane ze statystycznym rozrzutem własności materiału, wadami materiałowymi, niedokładnością stosowanych metod obliczeniowych, błędami oszacowania rzeczywistych obciążeń eksploatacyjnych itp. Destrukcyjny wpływ procesów korozyjnych w praktyce przemysłowej ogranicza się głównie przez stosowanie naddatków materiału oraz ochronę elementów przy pomocy powłok. Śruby nie były zabezpieczone przed korozją. W związku z powyższym nasuwa się stwierdzenie, że przyczyną intensywnej korozji śrub tubingowych jest bardzo silna agresywność korozyjna środowiska w szybach (woda migrująca do szybu +

zużyte powietrze kopalniane), spotęgowana jego funkcją wentylacyjną. Wpływ funkcji wentylacyjnej na lokalną intensyfikację korozji wynika z faktu trwałego utrzymywania się w szybie, podczas pracy stacji wentylatorów poduszki z zawiesiny wodnej powstałej z kondensacji pary wodnej zawartej w odprowadzanym zużytym powietrzu.

3. BADANIA METALOGRAFICZNE ORAZ ANALIZA CHEMICZNA MATERIAŁU ŚRUB

3.1. Analiza chemiczna materiału śrub

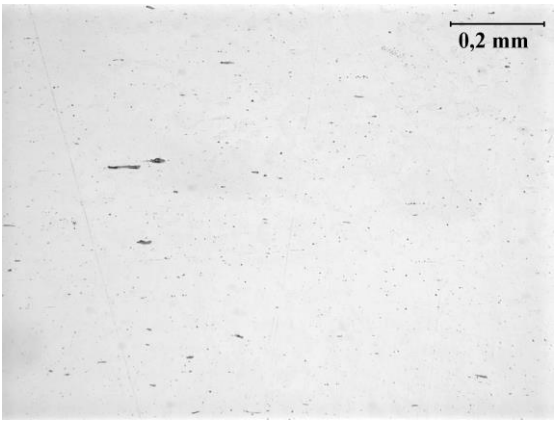
W celu potwierdzenia jakości materiału z jakiego zostały wykonane śruby tubingowe zostały przeprowadzone badania składu chemicznego materiału śrub. Badania przeprowadzono klasycznymi metodami analizy chemicznej. Wióry pobrano z całych przekrojów śrub po wcześniejszym usunięciu skorodowanej warstwy wierzchniej. Wyniki analizy chemicznej przedstawiono w tabeli 1.

Tabela 1. Wyniki analizy chemicznej materiału śrub
Table 1. Results of chemical analysis of the bolts material

Śruba	Skład chemiczny w % masowych						
	C	Mn	Si	P	S	Cu	Cr
70-1	0,190	0,52	0,02	0,016	0,022	0,07	0,08
90-2	0,150	0,58	0,01	0,015	0,018	0,05	0,10
100-1	0,150	0,48	0,03	0,018	0,025	0,08	0,05

Materiał śrub odpowiada pod względem składu chemicznego stali niestopowej konstrukcyjnej ogólnego przeznaczenia gatunku St3SX wg normy PN-88/H-84020 [6]. Zawartość krzemu (Si) poniżej 0,07% wskazuje, że jest to stal nieuspokojona (litera X na końcu znaku stali).

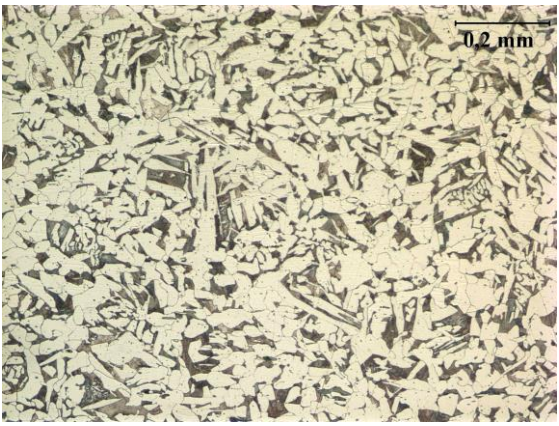
3.2. *Badania mikroskopowe*



Rys. 2. Wtrącenia tlenków, siarczków i krzemianów w stali – stan nietrawiony
Fig. 2. Inclusions of oxides, sulphides and silicates in steel – undigested condition

W stanie nietrawionym stwierdzono niewielką ilość wtrąceń niemetalicznych w postaci tlenków, siarczków i krzemianów ułożonych zgodnie z kierunkiem zastosowanej obróbki plastycznej – rys. 2.

Po wytrawieniu 3% nitalem ujawniono strukturę ferrytyczno-perlityczną o nieznacznym nasileniu cech struktury Widmanstattena – rys. 3. Struktura ta jest typowa dla stali gatunku St3SX w stanie surowym (bez obróbki cieplnej i po obróbce plastycznej).



Rys. 3. Mikrostruktura materiału śruby (jasny ferryt, ciemny perlit)
Figure 3. Microstructure of the bolts material (light ferrite, dark pearlite)

3.3. Wnioski z badań metalograficznych

Wyniki badań makroskopowych wskazują, że badane śruby uległy uszkodzeniom korozyjnym w niejednakowym stopniu. Dla wszystkich badanych śrub większy stopień skorodowania obserwowano na powierzchni łba niż trzpienia.

Wygląd powierzchni i produktów korozji świadczy o występowaniu korozji w środowisku wilgotnym (atmosferycznej) z udziałem mechanizmu elektrochemicznego. Korozja trzpieni wszystkich badanych śrub zachodziła w sposób równomierny, a na powierzchni łbów w sposób lokalny o czym świadczy obecność wżerów.

Wyniki analizy chemicznej, badania wytrzymałości próbek na rozciąganie oraz badań mikroskopowych wskazują, ze wszystkie badane śruby zostały wykonane z tej samej stali gatunku St3SX wg PN-88/H-84020 [6]. Jest to stal niestopowa konstrukcyjna ogólnego przeznaczenia nieuspokojona. Wyroby ze stali nieuspokojonej w porównaniu do stali uspokojonej (o zbliżonym składzie chemicznym) posiadają mniejszą ilość wtrąceń niemetalicznych oraz mniejszą zawartość węgla w warstwie wierzchniej. Prawie czysto ferrytyczna, bez cementytu (perlitu), warstwa powierzchniowa oraz mniejsza ilość wtrąceń niemetalicznych jest korzystna z punktu widzenia odporności na korozję (mniejsza ilość lokalnych ogniw galwanicznych).

Występujące różnice w szybkości korozji trzpienia i łba śrub są prawdopodobnie efektem zwiększonej ekspozycji na działanie czynników korozyjnych oraz zabrudzeń. Intensywność korozji atmosferycznej zwiększa się bowiem, gdy powierzchnia metalu pokryta jest cząstkami stałymi, takimi jak np. kurz, brud i sadza, co wiąże się z dłuższym zatrzymywaniem na powierzchni lub gromadzeniem przez nie wilgoci i soli.

4. BADANIA LABORATORYJNE

4.1. Badania makroskopowe

Oględzinom makroskopowym poddawane są przede wszystkim łby śrub. Korozyjne ubytki ich trzpieni oraz części gwintowanych są na ogół znacznie mniejsze.

Śruby pokryte są produktami korozji oraz bliżej niezidentyfikowanymi osadami i wykazują zróżnicowany stopień korozyjnego zużycia części cylindrycznych oraz łbów. Korozja części cylindrycznych oraz gwintowanych jest na ogół zdecydowanie mniejsza w porównaniu z korozją łbów. Produkty korozji oraz osady pokrywające powierzchnię śrub znajdują się przede wszystkim na łbach i na ogół łatwo dają się usunąć przez zadrapanie ostrym narzędziem. Na częściach cylindrycznych oraz miejscami na łbach stwierdzono charakterystyczną zendrę jako hutniczą pozostałość poprodukcyjną.

Ubytki materiału łbów spowodowane są przede wszystkim działaniem nierównomiernej korozji. Silnie nierównomierny charakter ubytków może wskazywać na działanie erozji lub ewentualnie lokalnie tworzących się osadów. Cienkie warstwy produktów korozji są na ogół dobrze związane z podłożem – nie są łatwo usuwalne przez zadrapanie ostrym narzędziem. Grube warstwy produktów korozji i osadów łatwo dają się usunąć przez zadrapanie lub uderzenie. Ubytki objętościowe łbów śrub są nierównomiernie rozmieszczone na obwodzie, duże od strony światła szybu, znacznie mniejsze od strony ścianki tubingu.



Rys. 4. Łeb śruby pobranej ze złącza poziomego obudowy tubingowej, 21% zachowania objętości normowej łba
Fig. 4. Bolt's head taken from the horizontal flange of the tubing lining (21% preservation of the standard head volume)

4.2. Sprawdzenie kształtu i wymiarów śrub

Po oczyszczeniu śruby zostają poddane pomiarom gwintu i innych charakterystycznych wymiarów, które są porównywane do obowiązujących norm PN-EN ISO 24016 [8], PN-ISO 261 [9], PN-ISO 965-1 [10].

Zgodnie z ww. normami, dla śrub M39 wykonanych w zgrubnej klasie dokładności „C", wymiary charakterystyczne gwintów powinny się zawierać w granicach klasy dokładności 8 g, co sprowadza się do następujących warunków:

38,190 ≤ d ≤ 38,940,
35,987 ≤ d_2 ≤ 36,342,
d_1 ≤ 34,610,
37,75 ≤ D ≤ 40,25.

Tolerancje wymiarów łba śruby są następujące:

$k=25,0^{\pm 0,8}$,

$s=60,0^{\pm 1,25}$.

Zgodnie z przedmiotowymi normami, dla śrub M42 wykonanych w zgrubnej klasie dokładności „C", wymiary charakterystyczne gwintów powinny się zawierać w granicach klasy dokładności 8g, co sprowadza się do następujących warunków:

41,137 ≤ d ≤ 41,937,
38,639 ≤ d_2 ≤ 39,014,
d_1 ≤ 37,066,
41 ≤ D ≤ 43.

Tolerancje wymiarów łba śruby są następujące:

$k=26,0^{\pm 1,1}$,

$s=65,0^{\pm 1,3}$.

4.3. Ilościowa ocena ubytków korozyjnych łbów śrub

Przed próbami obciążenia i wytrzymałości przeprowadzone zostają pomiary aktualnej objętości łbów *V* wszystkich śrub pobranych do badań. Polegają one na pomiarze objętości nafty wypartej przez łeb śruby ustawionej pionowo, łbem ku dołowi, w naczyniu i zanurzonej do poziomu płaszczyzny styku cylindrycznej części trzpienia z bryłą łba. Przykładowe wyniki tych pomiarów są podane w tabeli 2, gdzie przytoczono stopień zachowania objętości normowej określony jako stosunek objętości łbów w chwili pomiaru (*V*) do średniej objętości normowej śruby nieuszkodzonej V_{pocz}. Dla śrub M39 przyjęto V_{pocz}= 77±4,5cm^3. Dla śrub M42 założono V_{pocz}=93±6,5 cm^3.

Tabela 2. Zmierzone objętości łbów śrub – przykład
Table 2. Measured volume of bolt heads – example

Nr śruby	8-1	8-2	8-3	8-4	8-5	8-6	8-7	8-8	8-9	8-10	8-11
Gwint	M39	M39	M39	M39	M39	M39	M39	M39	M42	M42	M42
Aktualna objetość łba V [cm^3]	36,0	69,6	67,1	67,3	65,5	65,6	64,1	61,5	24,4	84,4	34,0
Procent zachowania objętości (V/V_{pocz})	46,3%	89,6%	86,4%	86,6%	84,3%	84,5%	82,5%	79,2%	26,4%	91,5%	36,9%
Nr śruby	8-12	8-13	8-14	8-15	8-16	8-17	8-18	8-19	8-20	8-22	8-23
Gwint	M42	M42	M42	M42	M42	M42	M42	M42	M42	M39	M39
Aktualna objetość łba V [cm^3]	24,6	82,3	44,8	78,8	19,9	67,8	31,4	26,9	69,0	34,3	30,4

Procent zachowania objętości (V/V_{pocz})	26,7%	89,2%	48,5%	85,4%	21,6%	73,5%	34,0%	29,1%	74,8%	44,1%	39,1%
Nr śruby	8-24	8-25	8-26	8-27	8-28	8-29	8-30	8-31	8-32	8-33	8-34
Gwint	M39	M39	M39	M39	M39	M39	M39	M39	M39	M39	M39
Aktualna objetość łba V [cm^3]	35,1	31,9	38,5	18,4	39,0	42,8	30,6	52,0	47,9	44,6	24,6
Procent zachowania objętości (V/V_{pocz})	45,2%	41,0%	49,5%	23,6%	50,2%	55,0%	39,4%	66,9%	61,6%	57,4%	31,7%

4.4. *Próba obciążenia próbnego oraz wytrzymałości na rozciąganie śrub pełnowymiarowych*

Celem przeprowadzenia obciążenia próbnego oraz próby wytrzymałości na rozciąganie, realizowanej na całych śrubach było sprawdzenie, czy wciąż spełniają one określone w PN–EN ISO 898-1 [5] wymagania, jakie stawia się śrubom wykonanym w klasie własności mechanicznych 3.6. Każda śruba została poddana próbie obciążania oraz próbie wytrzymałości na rozciąganie (zwykłej). Kryterium akceptacji dla próby rozciągania śruby M39 wykonanej w 3.6 klasie własności mechanicznych jest przeniesienie do momentu zniszczenia siły osiowej wynoszącej co najmniej 322 kN. W próbie obciążania wydłużenie trwałe śruby przy określonej sile (dla śrub M39 176 lub 181,3 kN, zaś dla M42 214 lub 220,4) nie powinno przekroczyć 12,5 μm.

4.4.1. Próba obciążania próbnego śrub pełnowymiarowych

Celem próby było określenie wartości sił niszczących śruby tubingowe, zgodnie z wymaganiami normy PN-EN ISO 898–1 [5], tablica 5 pkt. 8.2 oraz tablica 6 z uwzględnieniem odstępstw polegających na:

a) badaniu śrub bez nakrętek,
b) stosowaniu uchwytu wkręcanego na śrubę,
c) określeniu siły powodującej zapoczątkowanie płynięcia plastycznego.

Badania przeprowadzono na uniwersalnej maszynie wytrzymałościowej model ZD-100. Do badań zastosowano próbki w postaci śrub M39 i M42 bez nakrętek. Zgodnie z PN-EN ISO 898-1 [5], p.8.5. prędkość obciążania nie przekraczała 3 mm/min. Wydłużenia śrub mierzono czujnikiem o zakresie 1 mm, działka pomiarowa 0,001 mm. Przykładowe wyniki próby obciążania przedstawiono w tabeli 3.

Tabela 3. Wyniki próby obciążenia próbnego śrub
Table 3. The results of the trial load test of the bolts

Nr śruby	Siła obciążająca $F_{Pr.}$ [kN]	Przyrost długości ΔL [μm]	Siła obciążająca $F_{Pr.}\times 1{,}03$[kN]	Przyrost długości Δl [μm]	Wynik próby
8 - 1	176	7	------	------	dodatni
8 - 4	176	8	------	------	dodatni
8 - 6	176	8	------	------	dodatni
8 - 9	214	12	------	------	dodatni

8 - 11	214	9	------	------	dodatni
8 - 13	214	15	220	9	dodatni
8 - 14	214	10	------	------	dodatni
8 - 17	214	9	------	------	dodatni
8 - 19	214	12	------	------	dodatni
8 - 22	176	10	------	------	dodatni
8 - 23	176	8	------	------	dodatni
8 - 25	176	8	------	------	dodatni
8 - 28	176	9	------	------	dodatni
8 - 30	176	11	------	------	dodatni
8 - 33	176	7	------	------	dodatni

4.4.2. Próba wytrzymałości na rozciąganie śrub pełnowymiarowych

Celem próby było określenie wartości sił niszczących śruby tubingowe, zgodnie z wymaganiami normy PN-EN ISO 898–1 [5], tablica 5 pkt. 8.2 oraz tablica 6 z uwzględnieniem odstępstw polegających na:

a) badaniu śrub bez nakrętek,
b) stosowaniu uchwytu wkręcanego na śrubę,
c) określeniu siły powodującej zapoczątkowanie płynięcia plastycznego.

Badania przeprowadzono na uniwersalnej maszynie wytrzymałościowej model ZD-100. Do badań zastosowano próbki w postaci śrub M39 bez nakrętek. Zgodnie z PN-EN ISO 898-1 [5], p.8.2. Prędkość obciążania nie przekraczała 25 mm/min. Przykładowe wyniki próby rozciągania przedstawiono w tabeli 4.

Tabela 4. Wyniki próby rozciągania śrub
Table 4. Tensile test results

Oznaczenie śruby	Siła płynięcia plast. F_{pl} [kN]	Siła maksymalna F_{max} [kN]	Miejsce złomu	Wynik próby
8 - 1	240	380	trzpień	pozytywny
8 - 4	295	420	trzpień	pozytywny
8 - 6	285	315	ścięcie gwintu	nieokreślony
8 - 9	-	245	ścięcie łba	nieokreślony
8 - 11	310	455	ścięcie łba	nieokreślony
8 - 13	345	465	trzpień	pozytywny
8 - 14	335	485	ścięcie gwintu	nieokreślony
8 - 17	325	460	ścięcie gwintu	nieokreślony
8 - 19	-	230	ścięcie łba	nieokreślony
8 - 22	285	425	ścięcie łba	nieokreślony
8 - 23	280	330	ścięcie łba	nieokreślony
8 - 25	265	335	ścięcie łba	nieokreślony
8 - 28	295	410	trzpień	pozytywny
8 - 30	260	330	ścięcie łba	nieokreślony
8 - 33	290	435	ścięcie gwintu	nieokreślony

Zdarzało się w przeszłości, że śruby z podobnie dużymi uszkodzeniami korozyjnymi nie ulegały zniszczeniu wskutek ścięcia osłabionego łba, lecz prawidłowemu zerwaniu trzpienia albo ścięciu gwintu (co z kolei nie jest właściwym typem zniszczenia), spełniając normowy warunek nośności przekraczającej 322 kN.

Z powyższego wynika, że ryzyko wystąpienia ścięcia łba śruby podczas próby rozciągania pojawia się przy spadku jego objętości poniżej 50 cm^3. Udział procentowy takich śrub w badanej populacji może być wskaźnikiem zaawansowania procesu postępu degradacji korozyjnej populacji śrub.



Rys. 5. Stan śrub tubingowych po badaniach wytrzymałościowych
Fig. 5. Bolts after strength tests

4.5. Prognoza trwałości funkcjonowania śrub w obudowie tubingowej

Po wykonaniu badań wytrzymałości na rozciąganie śrub pełnowymiarowych wykonywana jest analiza statystyczna wraz z prognozą trwałości funkcjonowania śrub tubingowych.

Obliczana jest wartość średnia nośności dla badanej partii śrub, odchylenie standardowe oraz współczynnik ziemności dla każdej badanej partii śrub.

Poniżej przedstawiono przykładowy tok obliczeń.

Nośność średnia Fm plus/minus odchylenie standardowe oraz współczynniki zmienności υ =(odchylenie standard)/(wartość średnia) dla poszczególnych grup badanych śrub wynoszą odpowiednio:

- śruby M39: Fm =331,1 109,7 kN, ?=0,331;
- śruby M42: Fm =381,9 141,3 kN, ?=0,370.

Analiza statystyczna wartości sił niszczących dokonana na podstawie testu t Studenta wykazała, że wartości charakterystyki niezawodności t? określającej prawdopodobieństwo wystąpienia nośności niższej od 322 kN dla śrub M39, zaś dla śrub M42 369,9 kN wynoszą dla poszczególnych odcinków:

- śruby M39: t? =(331,1-322)/109,7 = 0,083;
- śruby M42: t? =(381,9-369,9)/141,3 = 0,085.

Oszacowane na tej podstawie prawdopodobieństwa p wystąpienia na poszczególnych odcinkach śrub o nośności niższej od wymaganej F< 322 kN (M39) i 369,9 (M42) wynoszą:

- śruby M39: p = 0,9351 to jest 1 śruba na około 1,1 sztuk o nośności < 322 kN,
- śruby M42: p = 0,9336 to jest 1 śruba na około 1,1 sztuk o nośności < 369,9 kN.

Z oszacowań dokonanych na podstawie prób wytrzymałości śrub M39 i M42 pobranych do badań wynika, że nośność mniejszą od wymaganej wartości normowej może mieć następująca ilość śrub:

- śruby M39 - 94%,
- śruby M42 - 93%.

5. PODSUMOWANIE

Na podstawie wykonanych analiz wynika, że możliwość obniżenia nośności śrub poniżej 322 kN lub 369,9 kN jest duża, to rzeczywiste zagrożenie możliwością zniszczenia śrub przy przyjętych założeniach odnośnie występujących obciążeń praktycznie nie występuje. Stwierdzenie to odnosi się do stanu na dzień dzisiejszy i opiera się głównie na statystyce właściwości wytrzymałościowych śrub. Oznacza to, że obecnie o tej ocenie decyduje pole rozrzutu statystycznego nośności trzpienia śrub. O zniszczeniu decyduje „najsłabsze ogniwo", którym obecnie z reguły pozostaje nośność trzpienia. Występująca sytuacja jest stabilna, lecz należy mieć na uwadze, iż proces korozji łbów śrub nie został zatrzymany.

W przeszłości zdarzało się również, że śruby z podobnie dużymi uszkodzeniami korozyjnymi łba nie ulegały zniszczeniu wskutek jego ścięcia, lecz prawidłowemu zerwaniu trzpienia albo ścięciu gwintu (co z kolei nie jest właściwym typem zniszczenia), spełniając normowy warunek nośności przekraczającej 322 kN.

W przypadku osiągnięcia przez łeb śruby objętości poniżej 50 cm^3 prawdopodobieństwo wystąpienia zniszczenia wskutek ścięcia łba jest jednak dość duże. W sytuacji, gdy o nośności śruby decyduje przekrój ścinany łba o nieregularnym profilu, często z faktycznym lokalnym zanikiem jego wysokości, ryzyko uruchomienia w bliskiej przyszłości mechanizmu zniszczenia przez ścięcie łba przy sile o wartości niższej od 322 kN dla śrub M39 lub 369,9 kN dla śrub M42 staje się bardzo realne. Jest wysoce prawdopodobne, że w śrubach o stopniu skorodowania łbów podobnym do stwierdzonego w około 60% pobranych z obudowy śrub postępujący spadek powierzchni przekroju ścinanego może spowodować w ciągu kilku najbliższych lat obniżenie nośności łba o 1/3-1/2 w stosunku do wartości określonych obecnie. To stworzyłoby sytuację zaniku znacznej części aktualnego zapasu nośności śrub.

5. LITERATURA

[1] Zespół, 2015: Ekspertyza stanu złączy śrubowych w obudowie tubingowej w szybie SW-3. Praca KGHM Cuprum Sp. z o.o. CBR, Wrocław.
[2] Warszyński M. 1978: Niezawodność w obliczeniach konstrukcyjnych, PWN, W–wa.
[3] Biegus A., 1996: Podstawy probabilistycznej analizy bezpieczeństwa konstrukcji, OW PWr, Wrocław.
[4] Volk W. 1973: Statystyka stosowana dla inżynierów, WNT, Warszawa.
[5] PN–EN ISO 898-1:2001: Własności mechaniczne części złącznych wykonanych ze stali węglowej oraz stopowej. Śruby i śruby dwustronne.
[6] PN-88/H-84020 Stal niestopowa konstrukcyjna ogólnego przeznaczenia – Gatunki.

[7] PN–EN 10002–1:2002: Metale. Próba rozciągania. Część 1: Metoda badania w temperaturze otoczenia.
[8] PN-EN 24016:1999: Śruby z łbem sześciokątnym. Klasa dokładności C.
[9] PN-ISO 261:2001: Gwinty metryczne ISO ogólnego przeznaczenia. Układ ogólny.
[10] PN-ISO 965-1:2001: Gwinty metryczne ISO ogólnego przeznaczenia. Tolerancje. Część 1: Zasady i dane podstawowe.

PROBLEM OF BOLTS HEADS CORROSION IN RESPECT OF TUBING LINING SAFETY IN THE KGHM POLSKA MIEDŹ S.A SHAFTS

ABSTRACT: In the KGHM Polska Miedź S.A. ventilation shafts, the corrosion problem of the bolts that are installed at horizontal flanges of tubing rings occurs. According to the requirements, the bolts should comply with the standard requirements throughout the lifetime of the shaft. If the volume of the heads will decrease, the nominal tensile strength will also decrease. This may cause significant safety issue. In this paper the analysis of environmental conditions prevailing in the KGHM Polska Miedź S.A shafts was presented in connection with the assessment of bolts condition based on strength and deformation tests.

Oddział KWK Piast-Ziemowit
Ruch Ziemowit

POLSKA GRUPA GÓRNICZA

Rola obudowy kotwowej w utrzymaniu wyrobisk przyścianowych w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit

Marek Modrzik
Paweł Ficek
Paweł Budzyński

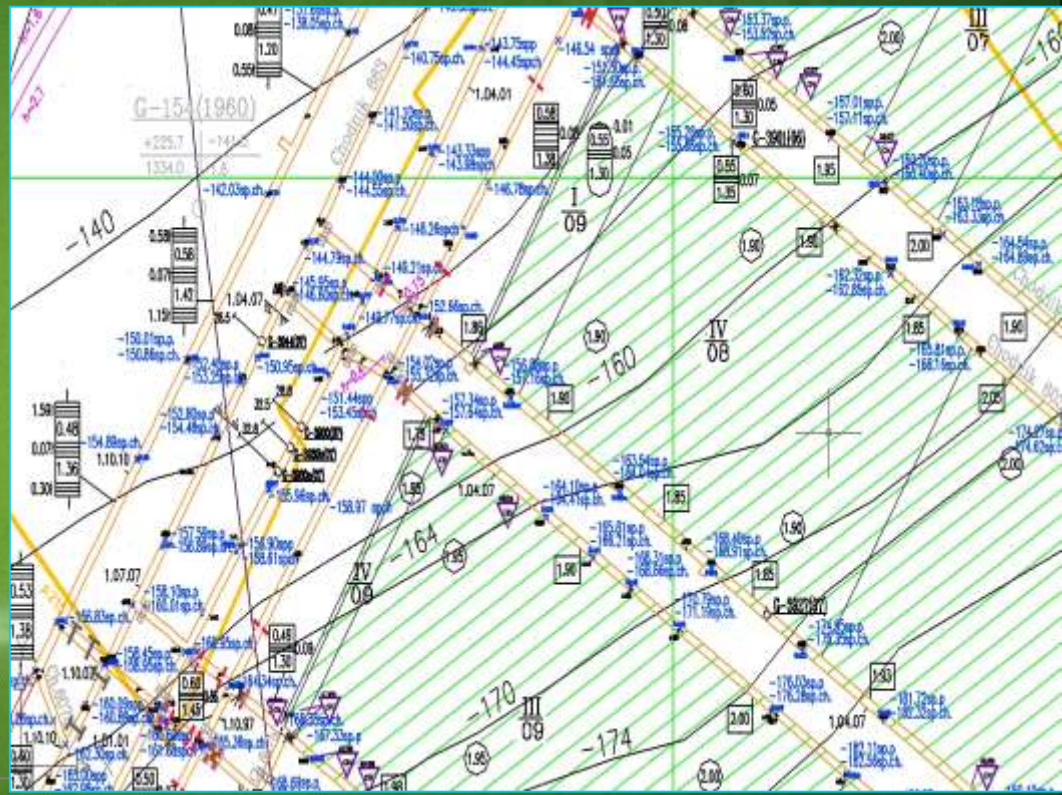
Luty 2018

ZALETY wykonania nowych wyrobisk dla prowadzenia ścian kolejnych:

-UTRZYMANIE GABARYTÓW

-PROWADZENIE TRANSPORTU CHODNKIEM NADŚCIANOWYM

-OGRANICZENIE ZAGROŻENIA POŻAROWEGO



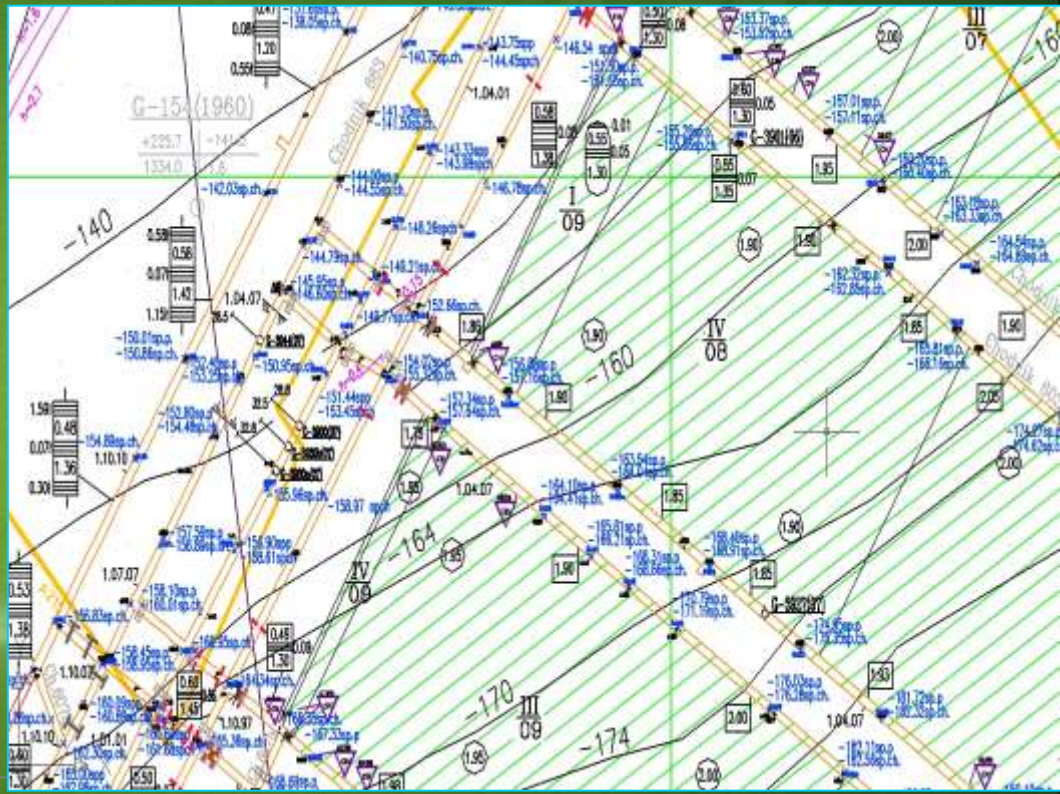
POLSKA GRUPA GÓRNICZA

WADY wykonania nowych wyrobisk dla prowadzenia ścian kolejnych:

-ZWIĘKSZENIE ILOŚĆI ROBÓT PRZYGOTOWAWCZYCH,

-UTRUDNIENIA LOGISTYCZNE,

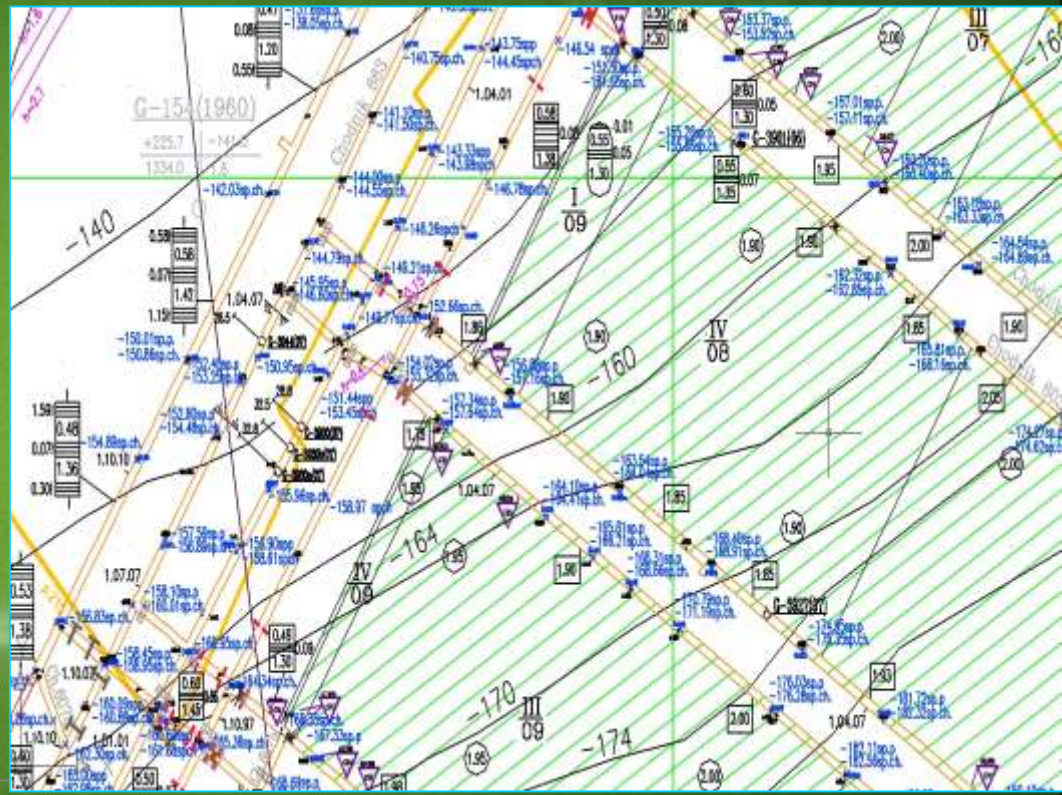
-UTRZYMANIE PARAMETRÓW SIECI WENTYLACYJNEJ .



***WADY** wykonania nowych wyrobisk dla prowadzenia ścian kolejnych:*

- STRATY ZŁOŻA WYNIKAJĄCE Z KONIECZNOŚCI POWSTANIA TZW. „PŁOTÓW”,

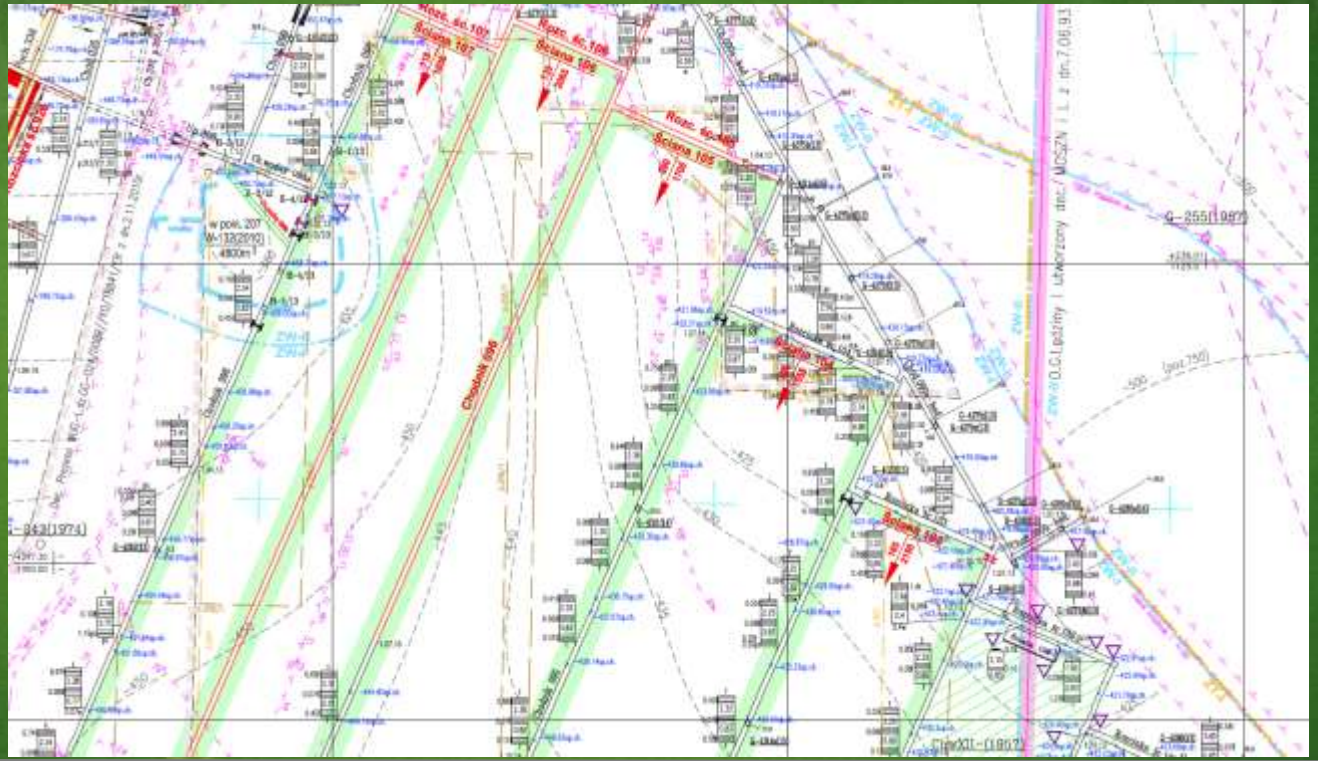
-ZWIĘKSZONE NAKŁADY NA WYKONANIE NOWEGO WYROBISKA.



POLSKA GRUPA GÓRNICZA

Z UWAGI NA POWYŻSZE

WSKAZANE JEST UTRZYMANIE WYROBISKA W JEDNOSTRONNYM OTOCZENIU ZROBÓW



Mechanizmy współpracy kotwi z górotworem

PODWIESZANIA WARST SKALNYCH
do górotworu stabilnego,

SPINANIE WARSTW STROPOWYCH
w jedną grubą belkę skalną,

PRZYKOTWIANIE BLOKÓW KLUCZOWYCH
do górotworu nienaruszonego.

Systemy kotwienia

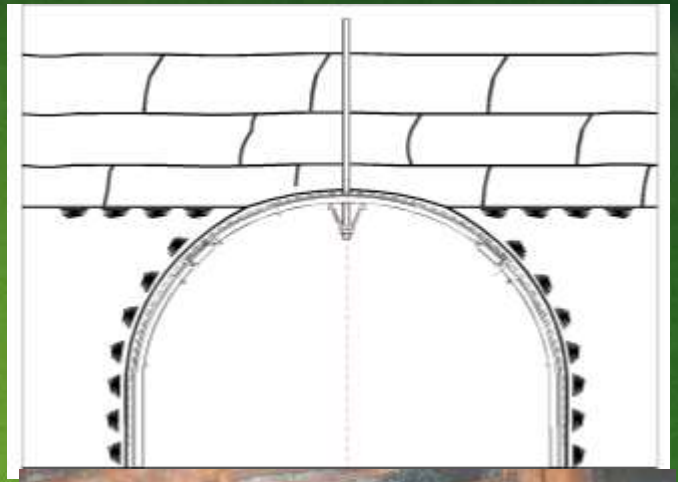
KOTWY ROZPRĘŻNE - mocowane górotworze za pomocą specjalnego zamka (głowicy rozprężonej),

KOTWY WKLEJANE- mocowane w otworze za pomocą tworzywa klejącego, którym mogą być żywice, zaprawa cementowa lub inne substancje wiążące.

POLSKA GRUPA GÓRNICZA

Metoda kotwienia wysokiego do wzmocnienia obudowy







Kotwa wklejana strunowa:
- Długość min. L-7,0m
- Średnica Ø24
- Nośność minimum 320kN

POLSKA GRUPA GÓRNICZA





Wzmocnienie obudowy chodnika 093 za pomocą kotew strunowych 7m.

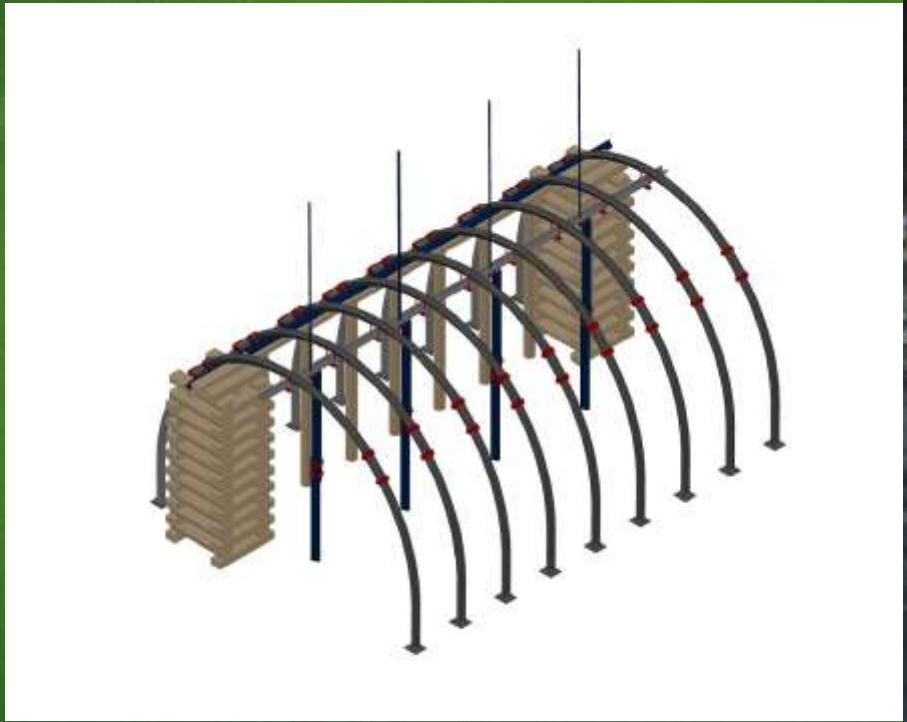
POLSKA GRUPA GÓRNICZA



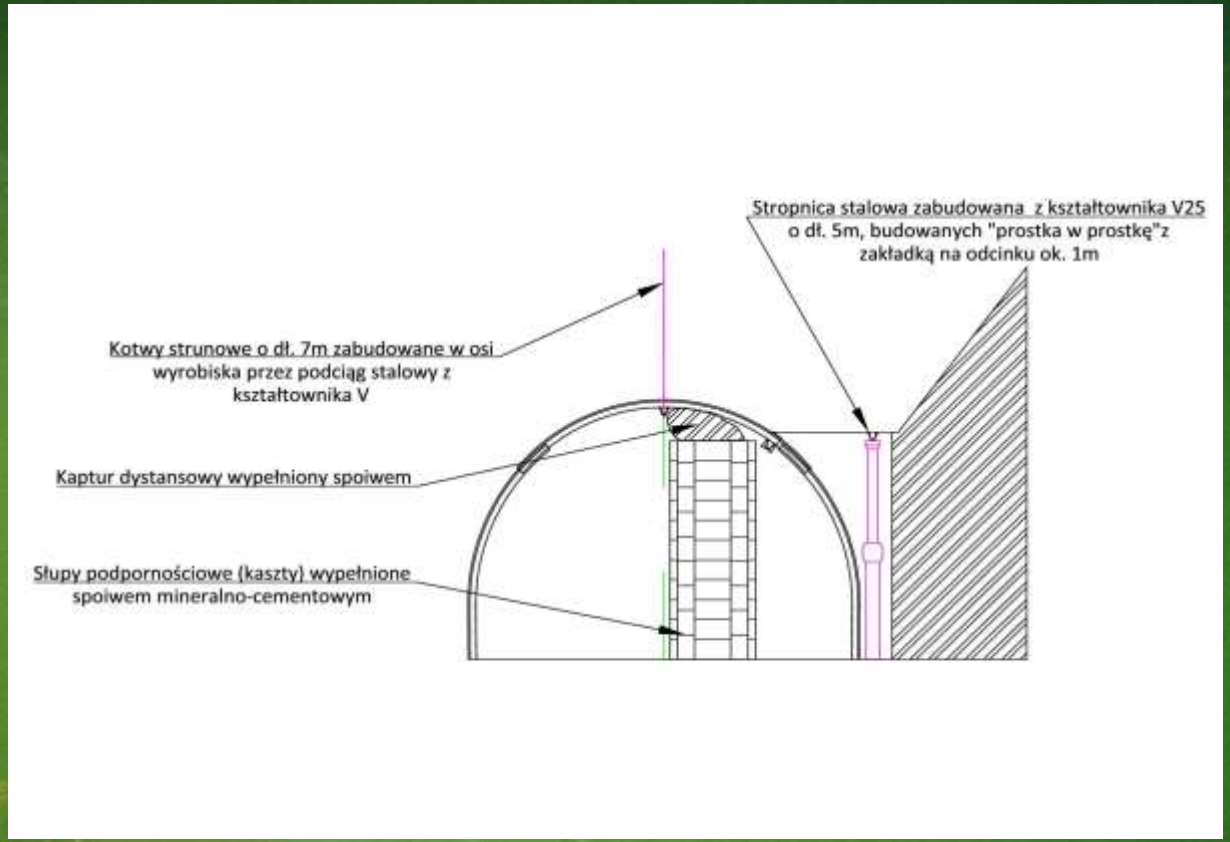


Wzmocnienie obudowy chodnika 093 za pomocą kotew strunowych 7m.

Schemat wzmocnienia chodnika 093 za frontem ściany 102.

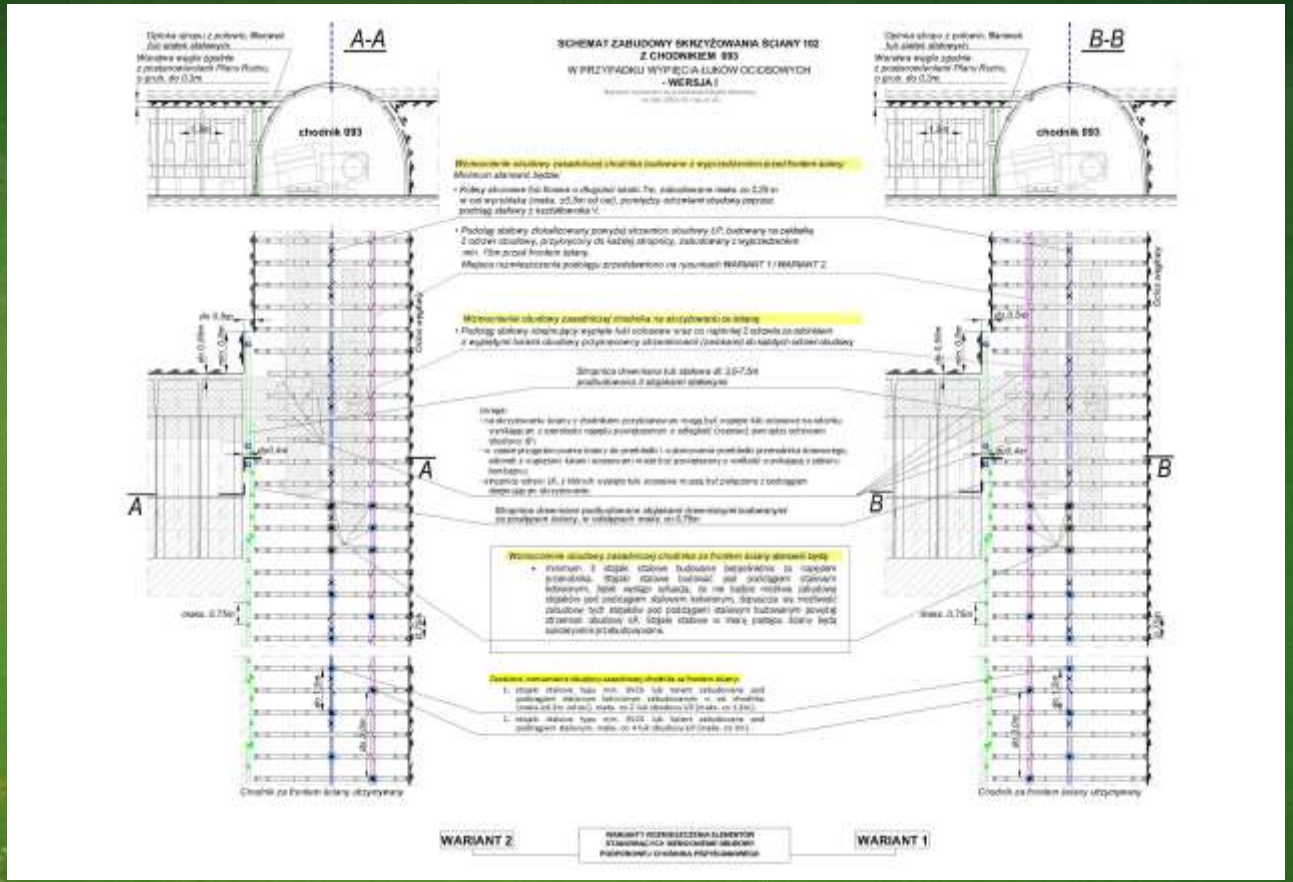






Schemat wzmocnienia chodnika przyścinowego za frontem ściany

POLSKA GRUPA GÓRNICZA



Schemat wzmocnienia chodnika przyścinowego za frontem ściany

POLSKA GRUPA GÓRNICZA





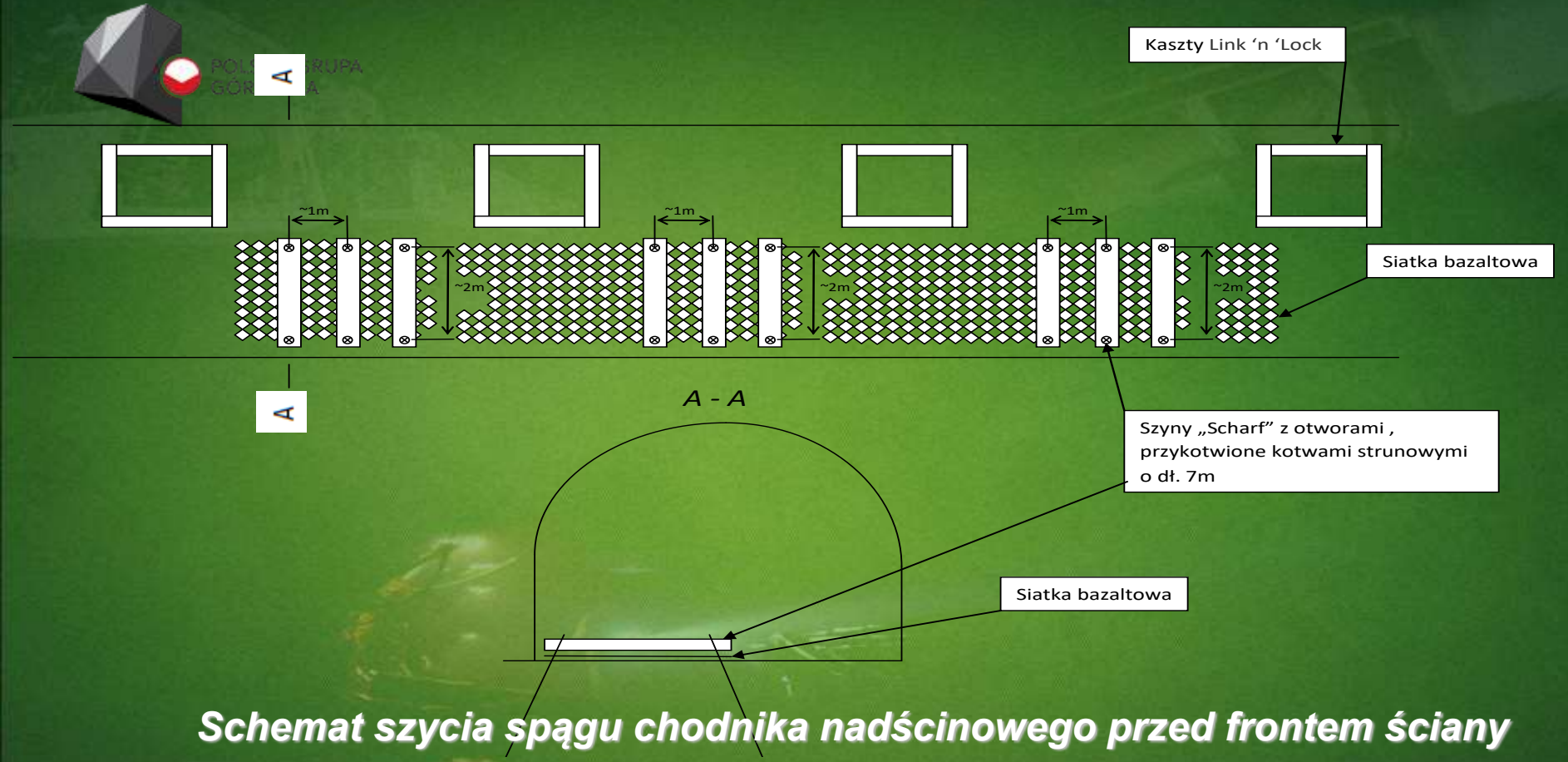
Wypiętrzone skały spągowe w chodniku przyścianowym

POLSKA GRUPA GÓRNICZA

Szycie spągu chodnika przyścianowego za pomocą kotew strunowych







Schemat szycia spągu chodnika nadścinowego przed frontem ściany

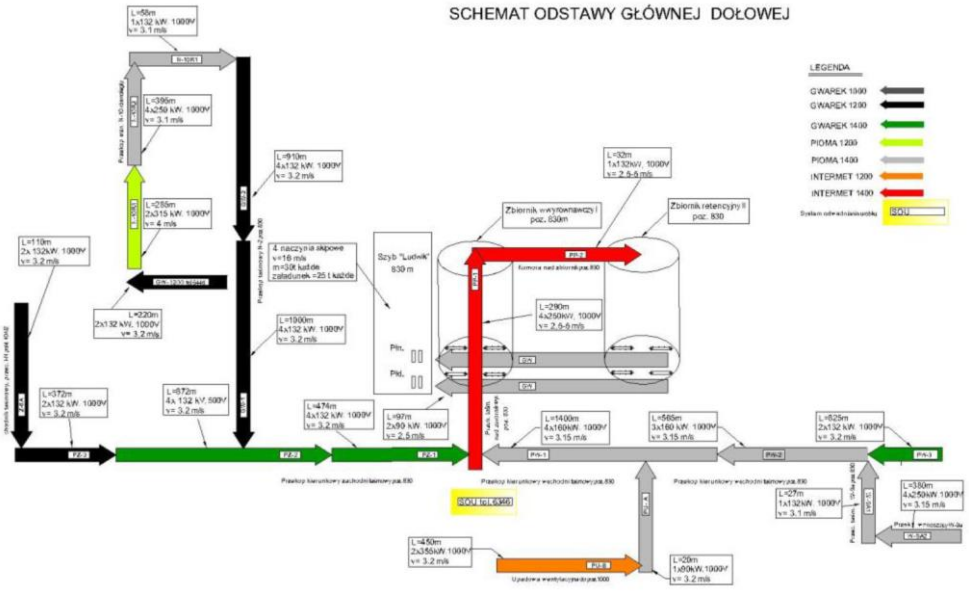

Dziękuje

Przenośnik taśmowy INTERMET 1400 GP z głowicą wysypową przejezdną

Piotr Galczak
JSW SA KWK Pniówek

1. WSTĘP

Przenośnik taśmowy INTERMET 1400 GP zabudowany jest w KWK Pniówek na poziomie 830 jako przenośnik odstawy głównej taśmowej pod nazwą PP-1. Przenośnik PP-1 jest pierwszy w ciągu przenośników taśmowych odstawy głównej i odbiera urobek z kierunków wschód i zachód, co czyni go przenośnikiem zbiorczym dla całej kopalni. Na zwrotnię przenośnika podają urobek przenośniki GWAREK 1400 PZ-1 oraz PIOMA 1400 PW-1.



Rys. 1. Schemat odstawy głównej dołowej

Przenośnik taśmowy INTERMET 1400 GP transportuje urobek do zbiorników wyrównawczych I lub II zlokalizowanych przy szybie „Ludwik" na poziomie 830. Aby odebrać urobek z przenośnika PP-1 i odstawić do zbiornika wyrównawczego II został zabudowany przenośnik taśmowy INTER-MET 1400 pod nazwą PP-2.

2. CHARAKTERYSTYKA TECHNICZNA

Szerokość taśmy	mm	1400
Średnie nachylenie trasy	(°)	+2
Długość przenośnika	m	290
Kąt niecki	(°)	35
Prędkość taśmy	m/s	max 5,0
Moc napędu przenośnika	kW	4x250
Skok wysięgnika	m	3
Aparatura zasilająca silniki napędowe przenośnika – przemiennik częstotliwości	typ	PCOCA-1/500/2/2/c/M CARBOAUTOMATYKA S.A. Tychy
Aparatura zasilająca : - Stację napinania, - Zwalniaki, - Zestawy pompowe ZP - Agregat Hydrauliczny typ AH - 150	typ	OSWCA.1-2/1/5/1/4/a/A CARBOAUTOMATYKA S.A. Tychy
System sterowania	typ	ELSAP-05/P ELEKTROMETAL SA - Cieszyn
Iskrobezpieczny system łączności głośnomówiącej, sygnalizacji i blokady	typ	UGS-01/2 ELEKTROMETAL SA - Cieszyn
Waga taśmowa zabudowana na przenośniku podającym	typ	ROL-1 CARBOAUTOMATYKA S.A. Tychy

3. BUDOWA I DZIAŁANIE

Przenośnik taśmowy INTERMET 1400 GP zbudowany jest z wysięgnika wyposażonego w głowicę wysypową przejezdną, napędu z czterema jednostkami napędowymi o mocy 250 kW każda, pętlicy z kołowrotem wyposażonym w silnik 15kW, trasy oraz zwrotni. W skład każdego zespołu napędowego wchodzą:

- przekładnia 3KA-400-20 prod. REDOR,
- silnik 2SGP 355L-4, 250 kW, 1000V, 50Hz prod. Damel,
- sprzęgło SET 315-2x16-572H prod. FASING-MOJ,
- hamulec bębnowy ∅500-ExZEM 230V prod. Linter SA,
- obudowa sprzęgła.

Głowica wysypowa przejezdna przesuwana jest siłownikiem o wysuwie 3000 mm. Prędkość taśmy przenośnika uzależniona jest od załadunku i waha się od 1,5 do 5 m/s. Przenośniki podające urobek na przenośnik INTERMET 1400 GP to GWAREK 1400 PZ-1 i PIOMA 1400 PW-1. Prędkość taśmy przenośników podających jest stała i wynosi 3,2 m/s. Na trasie przenośników

podających w odległości około 50 m do głowic wysypowych zabudowane są wagi taśmowe typu ROL-1. Wagi te na bieżąco określają wydajność przenośników dzięki czemu prędkość przenośnika INTERMET1400 GP dostosowana jest do wydajności przenośników podających. Waga taśmociągowa wyposażona jest w mechaniczny pomost wagowy, czujniki tensometryczne, czujniki pomiaru prędkości, układ sterowania, kontroler wagi, zasilacz iskrobezpieczny oraz skrzynkę przyłączeniową.



Rys. 2. Wyświetlacz wagi taśmowej ROL-1

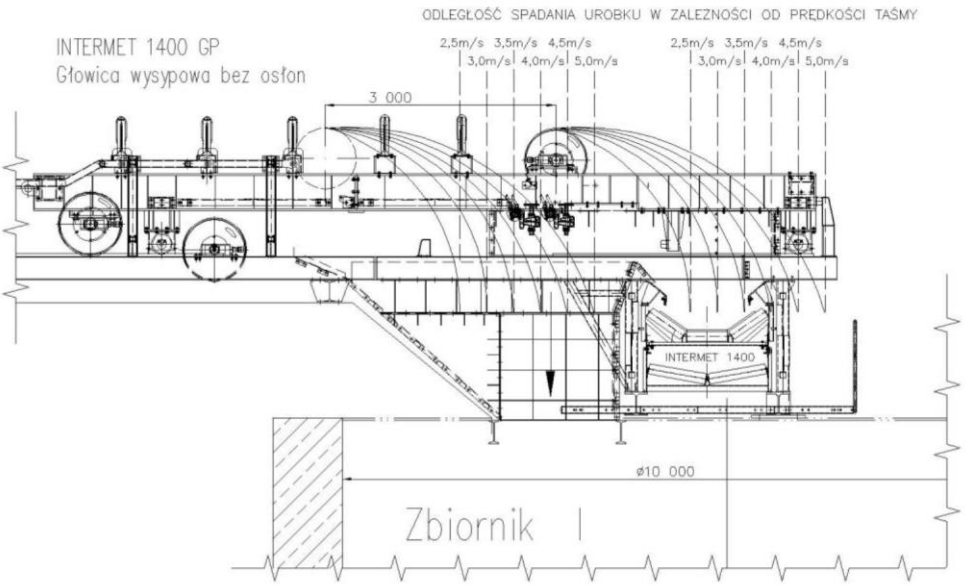
Podczas rozruchu przenośnik przez czas ustawiony parametrem „CZAS NEUTRALIZACJI" będzie się poruszał z prędkością zadaną w parametrze „STAŁA PRĘDKOŚĆ", a następnie przejdzie do prędkości uzależnionej od ilość urobku zmierzonej przez wagi na przenośnikach PW-1 i PZ-1. W sytuacji gdy któraś z wag zostanie uszkodzona (nie będzie miała zasilania) nastąpi utrata transmisji (brak informacji o ilości urobku) system automatycznie przełączy się na prędkość podaną w parametrze „STAŁA PRĘDKOŚĆ".

Głowica wysypowa przenośnika taśmowego INTERMET 1400 GP posiada dwa tryby pracy:

1. Zasyp zbiornika wyrównawczego I.
2. Zasyp przenośnika taśmowego INTERMET 1400 PP-2 i tym samym zasyp zbiornika II.

W każdym z tych dwóch trybów pracy głowica wysypowa pracując w automacie samoczynnie wysuwa się lub cofa w zależności od prędkości taśmy przenośnika. Pozwala to na dokładne kierowanie strugą urobku dzięki czemu urobek nie uderza bezpośrednio o burty zasypu oraz centralnie układa się w niecce trasy przenośnika INTERMET 1400 PP-2. Kiedy głowica znajdzie się w strefie sypania na przenośnik PP-2, gdy ten nie pracuje nastąpi automatyczne wyłączenie przenośnika PP-1 oraz zatrzymanie ruchu głowicy.

Prędkość przenośnika taśmowego INTERMET 1400 PP-2 jest uzależniona od prędkości taśmy przenośnika PP-1 INTERMET 1400 GP i zmienia się równocześnie ze zmianą prędkości przenośnika podającego.



Rys. 3. Schemat głowicy wysypowej bez osłon przenośnika taśmowego INTERMET 1400 GP

4. ZAMKNIĘTY UKŁAD CHŁODZENIA

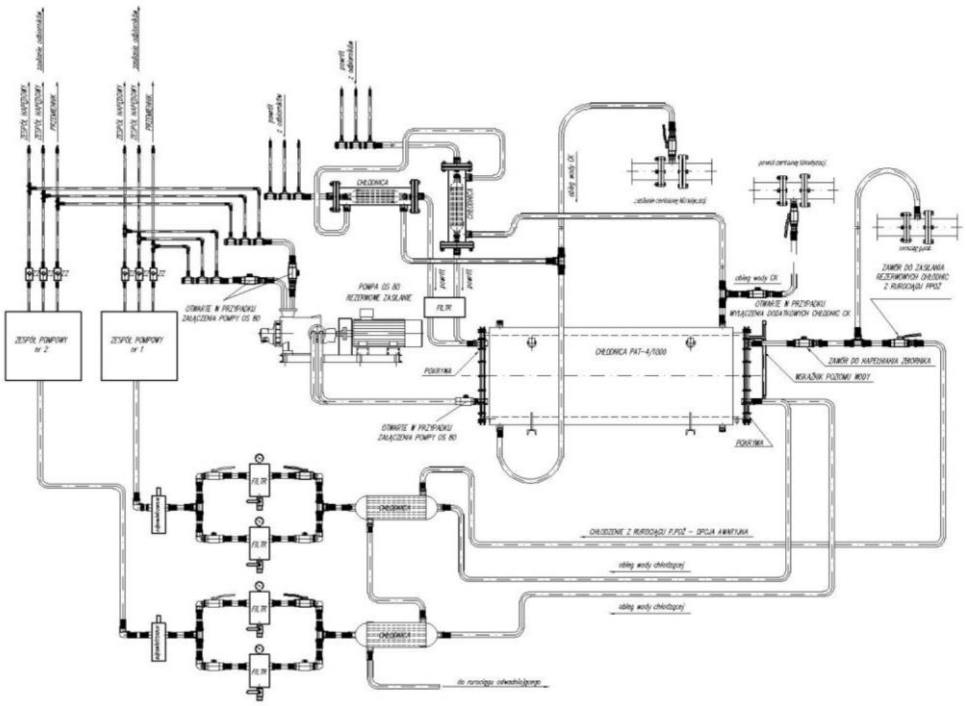
Układ ten służy do chłodzenia przemienników częstotliwości oraz zespołów napędowych przenośnika taśmowego. W jego skład wchodzą dwa zestawy pompowe typu ZP-1 wraz z czterema wężownicami i zbiornikiem dwupłaszczowym. Dwie wężownice i zbiornik dwupłaszczowy zasilane są wodą pochodzącą z centralnej klimatyzacji o temperaturze około 4°C, natomiast pozostałe dwie wężownice służą jako rezerwa i zasilane są wodą pochodzącą z rurociągu ppoż. W przypadku awarii centralnej klimatyzacji woda służąca do chłodzenia urządzeń zostanie schłodzona wodą z rurociągu przeciwpożarowego. Woda z rurociągu przeciwpożarowego po przejściu przez wężownice skierowana jest do systemu odwodnienia kopalni.

Zestawy pompowe ZP-1 oraz ZP-2 posiadają trzy odpływy zasilające chłodnice odbiorników:

- Odpływy zestawu ZP-1 chłodzą przemiennik nr 1 oraz dwa zespoły napędowe przenośnika zasilane bezpośrednio z przemiennika nr 1.
- Odpływy zestawu ZP-2 chłodzą przemiennik nr 2 oraz dwa zespoły napędowe przenośnika zasilane bezpośrednio z przemiennika nr 2.

Każdy zestaw pompowy (ZP-1/ZP-2) posiada czujnik poziomu (w zbiorniku) oraz czujniki przepływu (na każdym odpływie), które zabezpieczają pompę przed sucho-biegiem. Minimalny przepływ dla przepływomierzy wynosi 25-30 l/min.

W celu zapewnienia niezawodności układu chłodzenia dodatkowo zabudowano pompę OS-80 stanowiącą rezerwę zasilania obiegu wody chłodzącej.



Rys. 4. Schemat zamkniętego układu chłodzenia

5. PODSUMOWANIE

Przenośnik taśmowy INTERMET 1400 GP został wybudowany w miejscu pracującego tam przenośnika GWAREK 1400. Prace przy podmianie przenośnika odbywały się w dni wolne od pracy (soboty i niedziele), natomiast w dni robocze prowadzono normalne wydobycie. Podczas projektowania przenośnika brano pod uwagę kilka wersji, między innymi budowę szerszego przenośnika. Wiązało się to ze znacznym zwiększeniem kosztów, przebudową poszycia zbiornika, a również zatrzymaniem kopalni na kilka dni roboczych.

Dużą trudność przy projektowaniu sprawiało rozwiązanie zasypu. Ograniczone gabaryty nie pozwoliły na zastosowanie najprostszego rozwiązania – klapy rozdzielczej i zsuwni. Analiza komputerowa zasypu pokazała, że jedynym słusznym rozwiązaniem będzie wysięgnik który ulegał by wydłużeniu i skróceniu przy zmianach kierunku zasypu. Tak powstała koncepcja przenośnika z głowicą wysypową przejezdną.

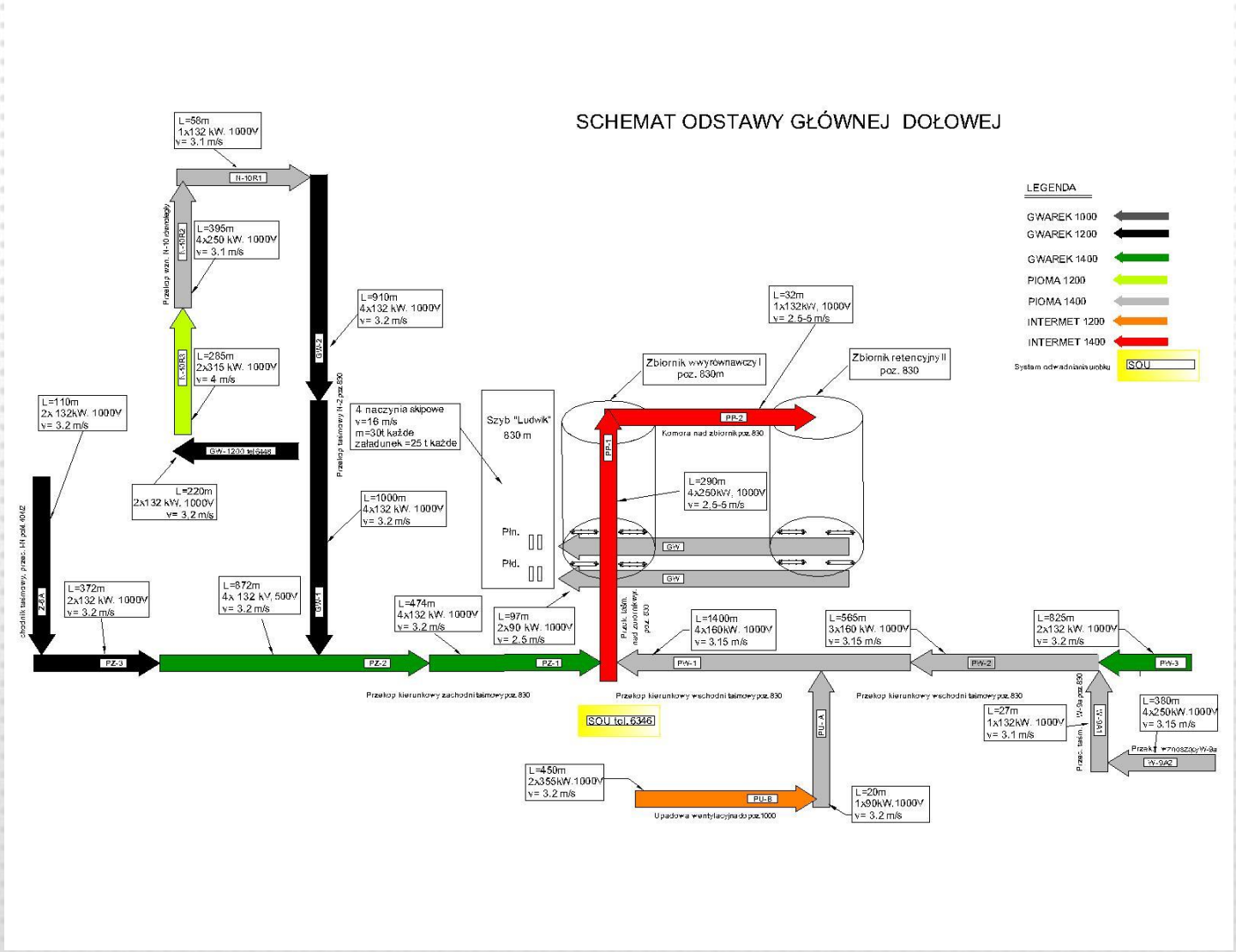
Przenośnik INTERMET 1400 GP pracuje od kwietnia 2016 r. Czas pracy tego przenośnika to od niedzieli godziny 1800 do soboty godziny 1320 przez 24 godziny na dobę. Od momentu uruchomienia w 2016 roku nie było żadnej awarii na tym przenośniku. Zróżnicowana prędkość taśmy przenośnika pozwala oszczędzić szczególnie taśmę i krążniki (zmniejszone wydobycie – mniejsza prędkość).

PRZENOŚNIK TAŚMOWY INTERMET 1400 GP

Z GŁOWNICĄ WYSYPOWĄ PRZEJEZDNĄ

mgr inż. Piotr Galczak

PRZENOŚNIK TAŚMOWY INTERMET 1400 GP ZABUDOWANY JEST W KWK PNIÓWEK NA POZIOMIE 830 JAKO PRZENOŚNIK ODSTAWY GŁÓWNEJ TAŚMOWEJ POD NAZWĄ PP-1. PRZENOŚNIK PP-1 JEST PIERWSZY W CIĄGU PRZENOŚNIKÓW TAŚMOWYCH ODSTAWY GŁÓWNEJ I ODBIERA UROBEK Z KIERUNKÓW WSCHÓD I ZACHÓD CO CZYNI GO PRZENOŚNIKIEM ZBIORCZYM DLA CAŁEJ KOPALNI. NA ZWROTNIĘ PRZENOŚNIKA PODAJĄ UROBEK PRZENOŚNIKI GWAREK 1400 PZ-1 ORAZ PIOMA 1400 PW-1. PRZENOŚNIK TAŚMOWY INTERMET 1400 GP TRANSPORTUJE UROBEK DO ZBIORNIKÓW WYRÓWNAWCZYCH I LUB II ZLOKALIZOWANYCH PRZY SZYBIE „LUDWIK" NA POZIOMIE 830. ABY ODEBRAĆ UROBEK Z PRZENOŚNIKA PP-1 I ODSTAWIĆ DO ZBIORNIKA WYRÓWNAWCZEGO II ZOSTAŁ ZABUDOWANY PRZENOŚNIK TAŚMOWY INTERMET 1400 POD NAZWĄ PP-2.



RYS. 1 SCHEMAT ODSTAWY GŁÓWNEJ DOŁOWEJ JSW SA KWK „PNIÓWEK".

CHARAKTERYSTYKA TECHNICZNA

Szerokość taśmy	mm	1400
Średnie nachylenie trasy	(°)	+2
Długość przenośnika	m	290
Kąt niecki	(°)	35
Prędkość taśmy	m/s	max 5,0
Moc napędu przenośnika	kW	4x250
Skok wysięgnika	m	3
Aparatura zasilająca silniki napędowe przenośnika – przemiennik częstotliwości	typ	PCOCA-1/500/2/2/c/M CARBOAUTOMATYKA S.A. Tychy
Aparatura zasilająca : - Stację napinania, - Zwalniaki, - Zestawy pompowe ZP - Agregat Hydrauliczny typ AH - 150	typ	OSWCA.1-2/1/5/1/4/a/A CARBOAUTOMATYKA S.A. Tychy
System sterowania	typ	ELSAP-05/P ELEKTROMETAL SA - Cieszyn
Iskrobezpieczny system łączności głośnomówiącej, sygnalizacji i blokady	typ	UGS-01/2 ELEKTROMETAL SA - Cieszyn
Waga taśmowa zabudowana na przenośniku podającym	typ	ROL-1 CARBOAUTOMATYKA S.A. Tychy

BUDOWA I DZIAŁANIE

Przenośnik taśmowy INTERMET 1400 GP zbudowany jest z wysięgnika wyposażonego w głowicę wysypową przejezdną, napędu z czterema jednostkami napędowymi o mocy 250 kW każda, pętlicy z kołowrotem wyposażonym w silnik 15kW, trasy oraz zwrotni. W skład każdego zespołu napędowego wchodzą:

- przekładnia 3KA-400-20 prod. REDOR,
- silnik 2SGP 355L-4, 250kW, 1000V, 50Hz prod. Damel,
- sprzęgło SET 315-2x16-572H prod. FASING-MOJ,
- hamulec bębnowy ∅500-ExZEM 230V prod. Linter SA,
- obudowa sprzęgła.

BUDOWA I DZIAŁANIE

Głowica wysypowa przejezdna przesuwana jest siłownikiem o wysuwie 3000 mm. Prędkość taśmy przenośnika uzależniona jest od załadunku i waha się od 1,5 do 5 m/s. Przenośniki podające urobek na przenośnik INTERMET 1400 GP to GWAREK 1400 PZ-1 i PIOMA 1400 PW-1. Prędkość taśmy przenośników podających jest stała i wynosi 3,2 m/s. Na trasie przenośników podających w odległości około 50m do głowic wysypowych zabudowane są wagi taśmowe typu ROL-1. Wagi te na bieżąco określają wydajność przenośników dzięki czemu prędkość przenośnika INTERMET 1400 GP dostosowana jest do wydajności przenośników podających. Waga taśmociągowa wyposażona jest w mechaniczny pomost wagowy, czujniki tensometryczne, czujniki pomiaru prędkości, układ sterowania, kontroler wagi, zasilacz iskrobezpieczny oraz skrzynkę przyłączeniową.

BUDOWA I DZIAŁANIE

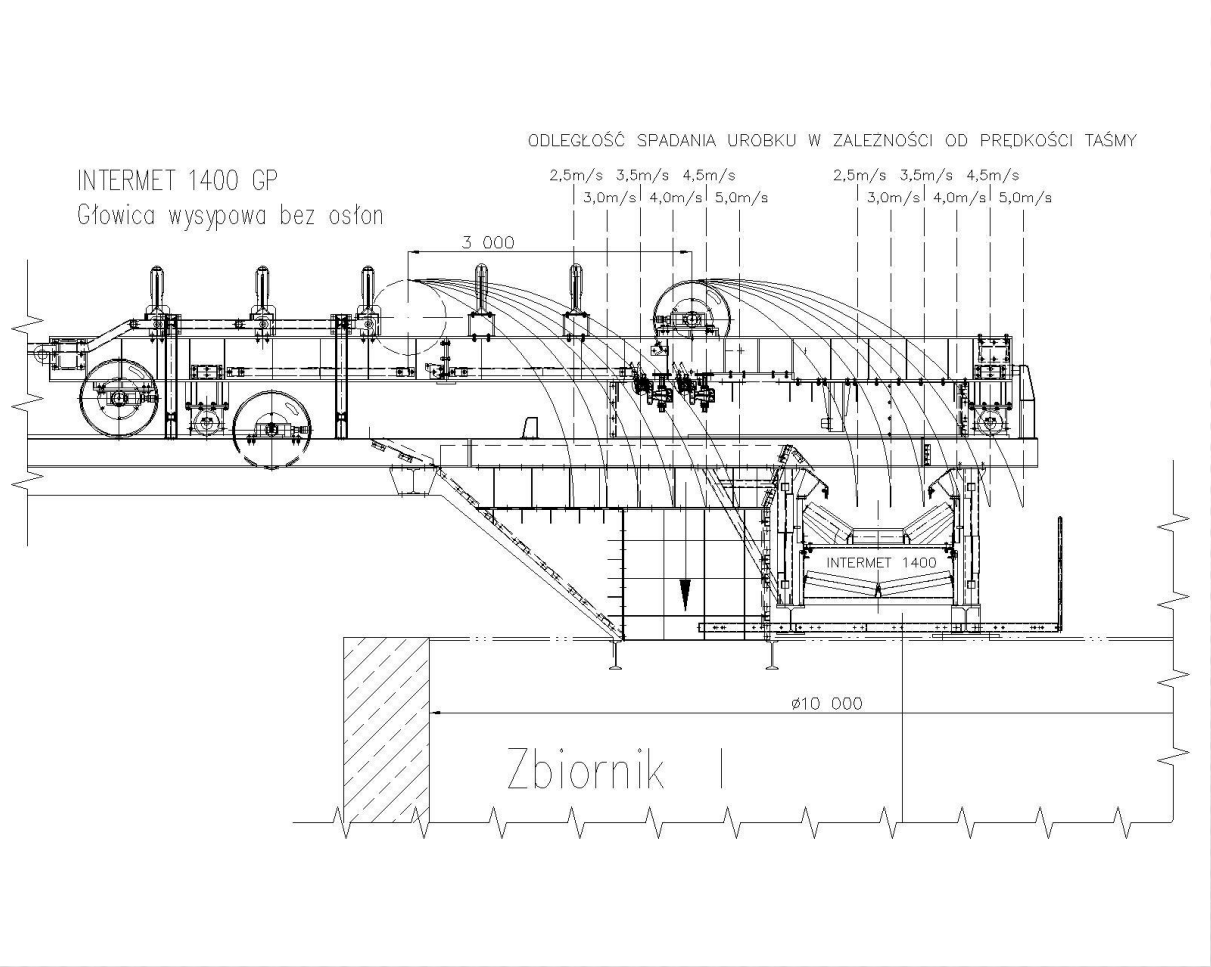


RYS. 2 WYŚWIETLACZ WAGI TAŚMOWEJ ROL-1

PODCZAS ROZRUCHU PRZENOŚNIK PRZEZ CZAS USTAWIONY PARAMETREM „CZAS NEUTRALIZACJI" BĘDZIE SIĘ PORUSZAŁ Z PRĘDKOŚCIĄ ZADANĄ W PARAMETRZE „STAŁA PRĘDKOŚĆ", A NASTĘPNIE PRZEJDZIE DO PRĘDKOŚCI UZALEŻNIONEJ OD ILOŚĆ UROBKU ZMIERZONEJ PRZEZ WAGI NA PRZENOŚNIKACH PW-1 I PZ-1.

W SYTUACJI GDY KTÓRAŚ Z WAG ZOSTANIE USZKODZONA / NIE BĘDZIE MIAŁA ZASILANIA / NASTĄPI UTRATA TRANSMISJI (BRAK INFORMACJI O ILOŚCI UROBKU) SYSTEM AUTOMATYCZNIE PRZEŁĄCZY SIĘ NA PRĘDKOŚĆ PODANĄ W PARAMETRZE „STAŁA PRĘDKOŚĆ".

BUDOWA I DZIAŁANIE



RYS. 3 SCHEMAT GŁOWICY WYSYPOWEJ BEZ OSŁON PRZENOŚNIKA TAŚMOWEGO INTERMET 1400 GP.

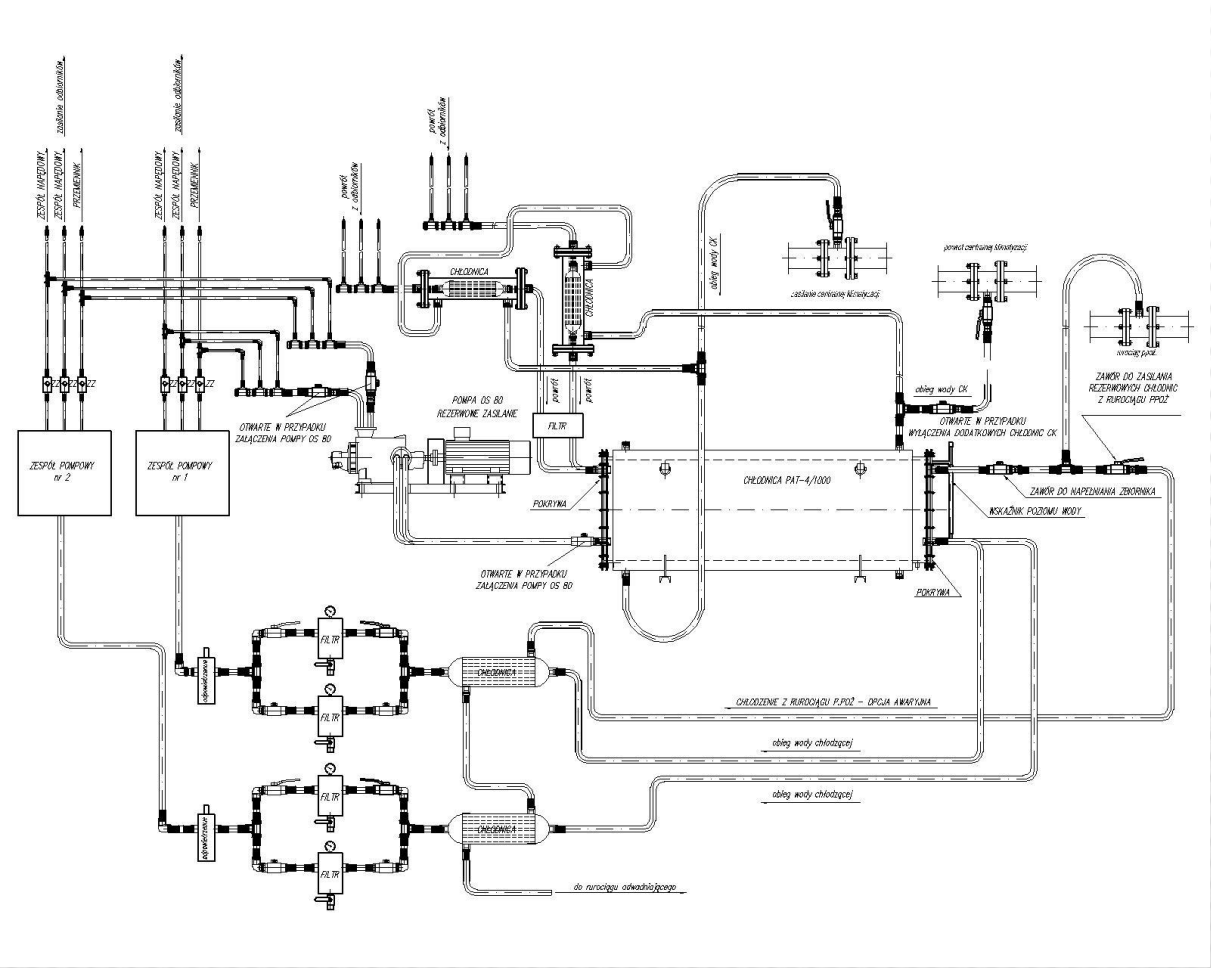
GŁOWICA WYSYPOWA PRZENOŚNIKA TAŚMOWEGO INTERMET 1400 GP POSIADA DWA TRYBY PRACY:

- ZASYP ZBIORNIKA WYRÓWNAWCZEGO I.
- ZASYP PRZENOŚNIKA TAŚMOWEGO INTERMET 1400 PP-2 I TYM SAMYM ZASYP ZBIORNIKA II.

W KAŻDYM Z TYCH DWÓCH TRYBÓW PRACY GŁOWICA WYSYPOWA PRACUJĄC W AUTOMACIE SAMOCZYNNIE WYSUWA SIĘ LUB COFA W ZALEŻNOŚCI OD PRĘDKOŚCI TAŚMY PRZENOŚNIKA. POZWALA TO NA DOKŁADNE KIEROWANIE STRUGĄ UROBKU DZIĘKI CZEMU UROBEK NIE UDERZA BEZPOŚREDNIO O BURTY ZASYPU ORAZ CENTRALNIE UKŁADA SIĘ W NIECCE TRASY PRZENOŚNIKA INTERMET 1400 PP-2. KIEDY GŁOWICA ZNAJDZIE SIĘ W STREFIE SYPANIA NA PRZENOŚNIK PP-2, GDY TEN NIE PRACUJE NASTĄPI AUTOMATYCZNE WYŁĄCZENIE PRZENOŚNIKA PP-1 ORAZ ZATRZYMANIE RUCHU GŁOWICY.

PRĘDKOŚĆ PRZENOŚNIKA TAŚMOWEGO INTERMET 1400 PP-2 JEST UZALEŻNIONA OD PRĘDKOŚCI TAŚMY PRZENOŚNIKA PP-1 INTERMET 1400 GP I ZMIENIA SIĘ RÓWNOCZEŚNIE ZE ZMIANĄ PRĘDKOŚCI PRZENOŚNIKA PODAJĄCEGO.

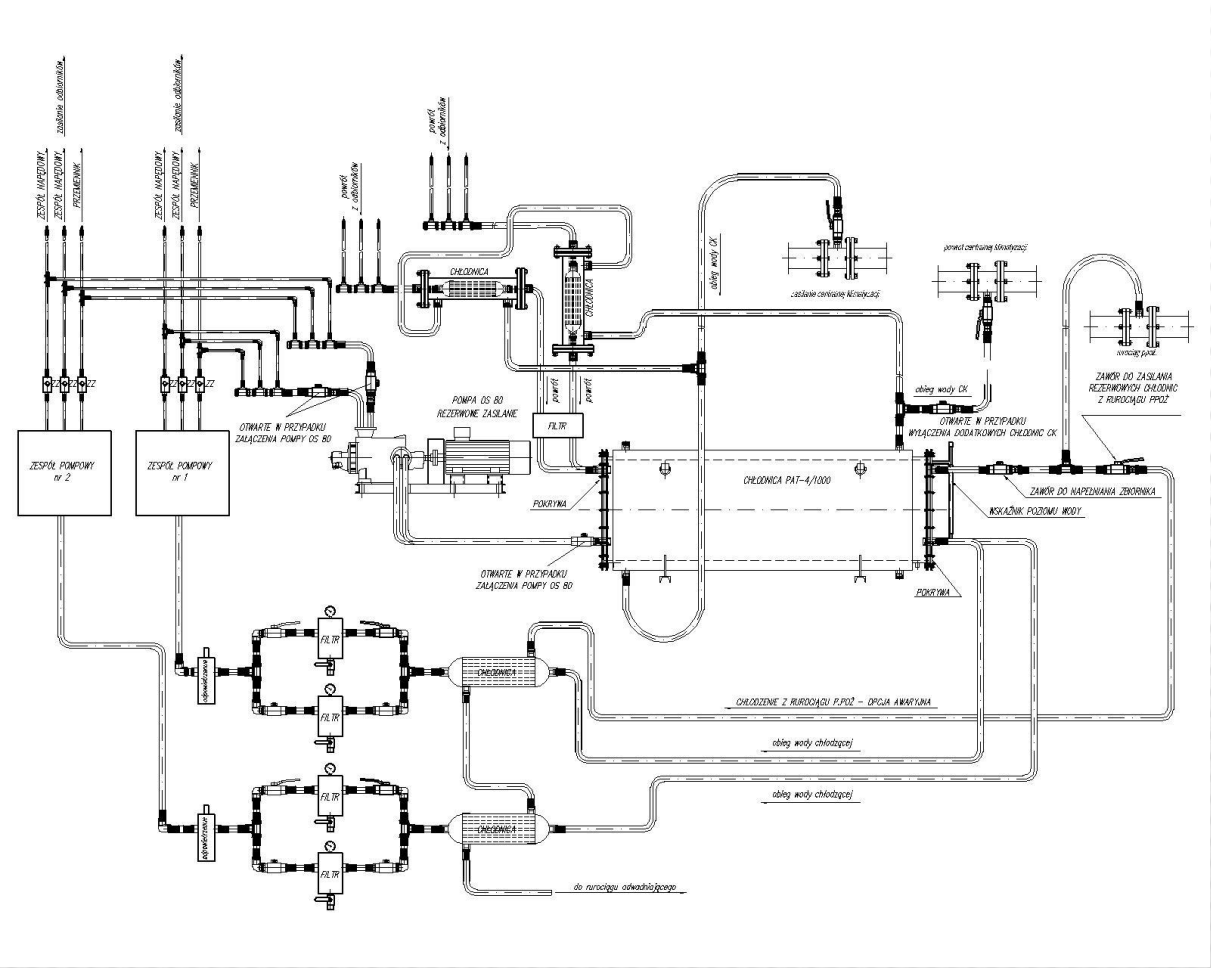
ZAMKNIĘTY UKŁAD CHŁODZENIA



RYS. 4 SCHEMAT ZAMKNIĘTEGO UKŁADU CHŁODZENIA.

UKŁAD TEN SŁUŻY DO CHŁODZENIA PRZEMIENNIKÓW CZĘSTOTLIWOŚCI ORAZ ZESPOŁÓW NAPĘDOWYCH PRZENOŚNIKA TAŚMOWEGO. W JEGO SKŁAD WCHODZĄ DWA ZESTAWY POMPOWE TYPU ZP-1 WRAZ Z CZTEREMA WĘŻOWNICAMI I ZBIORNIKIEM DWUPŁASZCZOWYM. DWIE WĘŻOWNICE I ZBIORNIK DWUPŁASZCZOWY ZASILANE SĄ WODĄ POCHODZĄCĄ Z CENTRALNEJ KLIMATYZACJI O TEMPERATURZE OKOŁO 4°C, NATOMIAST POZOSTAŁE DWIE WĘŻOWNICE SŁUŻĄ JAKO REZERWA I ZASILANE SĄ WODĄ POCHODZĄCĄ Z RUROCIĄGU PPOŻ. W PRZYPADKU AWARII CENTRALNEJ KLIMATYZACJI WODA SŁUŻĄCA DO CHŁODZENIA URZĄDZEŃ ZOSTANIE SCHŁODZONA WODĄ Z RUROCIĄGU PRZECIWPOŻAROWEGO. WODA Z RUROCIĄGU PRZECIWPOŻAROWEGO PO PRZEJŚCIU PRZEZ WĘŻOWNICE SKIEROWANA JEST DO SYSTEMU ODWODNIENIA KOPALNI.

ZAMKNIĘTY UKŁAD CHŁODZENIA



RYS. 4 SCHEMAT ZAMKNIĘTEGO UKŁADU CHŁODZENIA.

ZESTAWY POMPOWE ZP-1 ORAZ ZP-2 POSIADAJĄ TRZY ODPŁYWY ZASILAJĄCE CHŁODNICE ODBIORNIKÓW :

- ODPŁYWY ZESTAWU ZP-1 CHŁODZĄ PRZEMIENNIK NR 1 ORAZ DWA ZESPOŁY NAPĘDOWE PRZENOŚNIKA ZASILANE BEZPOŚREDNIO Z PRZEMIENNIKA NR 1.
- ODPŁYWY ZESTAWU ZP-2 CHŁODZĄ PRZEMIENNIK NR 2 ORAZ DWA ZESPOŁY NAPĘDOWE PRZENOŚNIKA ZASILANE BEZPOŚREDNIO Z PRZEMIENNIKA NR 2.

KAŻDY ZESTAW POMPOWY (ZP-1 / ZP-2) POSIADA CZUJNIK POZIOMU (W ZBIORNIKU) ORAZ CZUJNIKI PRZEPŁYWU (NA KAŻDYM ODPŁYWIE), KTÓRE ZABEZPIECZAJĄ POMPĘ PRZED SUCHO-BIEGIEM. MINIMALNY PRZEPŁYW DLA PRZEPŁYWOMIERZY WYNOSI 25 ÷ 30 L/MIN.

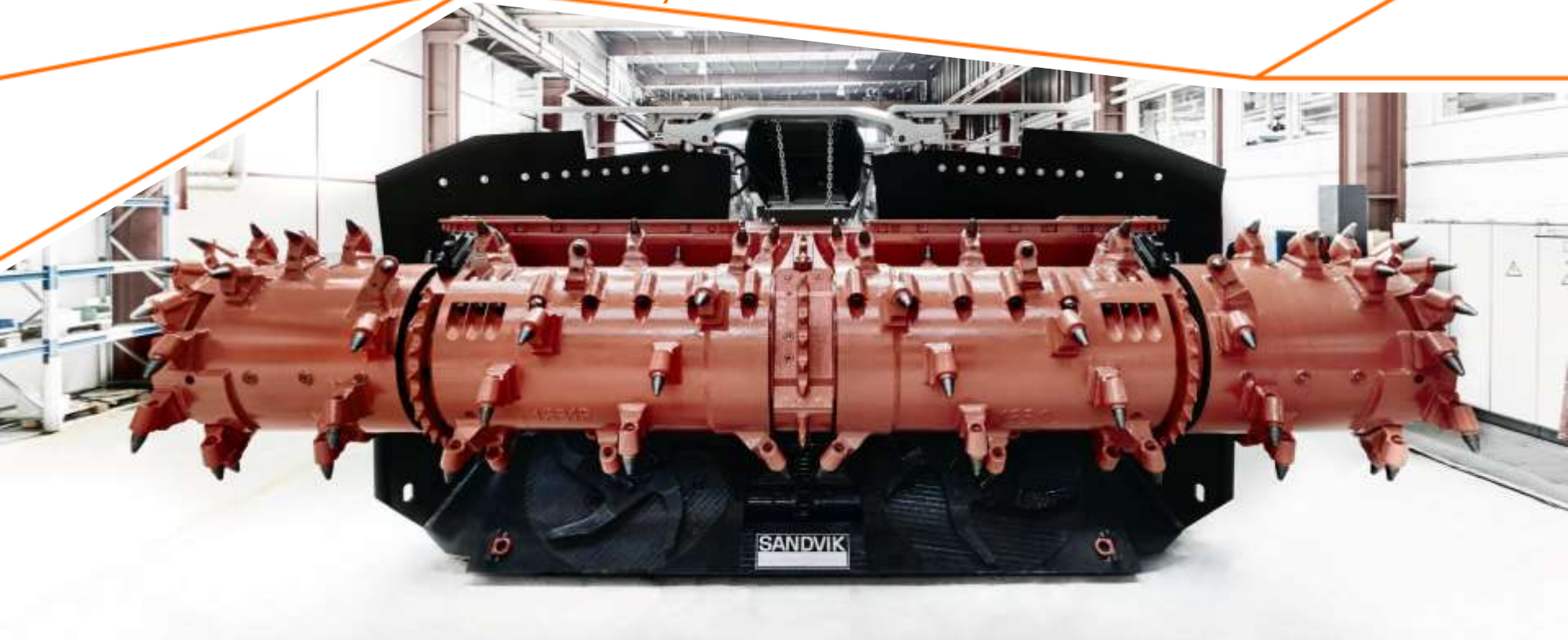
W CELU ZAPEWNIENIA NIEZAWODNOŚCI UKŁADU CHŁODZENIA DODATKOWO ZABUDOWANO POMPĘ OS-80 STANOWIĄCĄ REZERWĘ ZASILANIA OBIEGU WODY CHŁODZĄCEJ.

PODSUMOWANIE

- Przenośnik taśmowy INTERMET 1400 GP został wybudowany w miejscu pracującego tam przenośnika GWAREK 1400. Prace przy podmianie przenośnika odbywały się w dni wolne od pracy (soboty i niedziele), natomiast w dni robocze prowadzono normalne wydobycie. Podczas projektowania przenośnika brano pod uwagę kilka wersji, między innymi budowę szerszego przenośnika. Wiązało się to ze znacznym zwiększeniem kosztów, przebudową poszycia zbiornika, a również zatrzymaniem kopalni na kilka dni roboczych.
- Dużą trudność przy projektowaniu sprawiało rozwiązanie zasypu. Ograniczone gabaryty nie pozwoliły na zastosowanie najprostszego rozwiązania – klapy rozdzielczej i zsuwni. Analiza komputerowa zasypu pokazała, że jedynym słusznym rozwiązaniem będzie wysięgnik który ulegał by wydłużeniu i skróceniu przy zmianach kierunku zasypu. Tak powstała koncepcja przenośnika z głowicą wysypową przejezdną.
- Przenośnik INTERMET 1400 GP pracuje od kwietnia 2016 r. Czas pracy tego przenośnika to od niedzieli godziny 18^{00} do soboty godziny 13^{20} przez 24 godziny na dobę. Od momentu uruchomienia w 2016 roku nie było żadnej awarii na tym przenośniku. Zróżnicowana prędkość taśmy przenośnika pozwala oszczędzić szczególnie taśmę i krążniki (zmniejszone wydobycie – mniejsza prędkość).

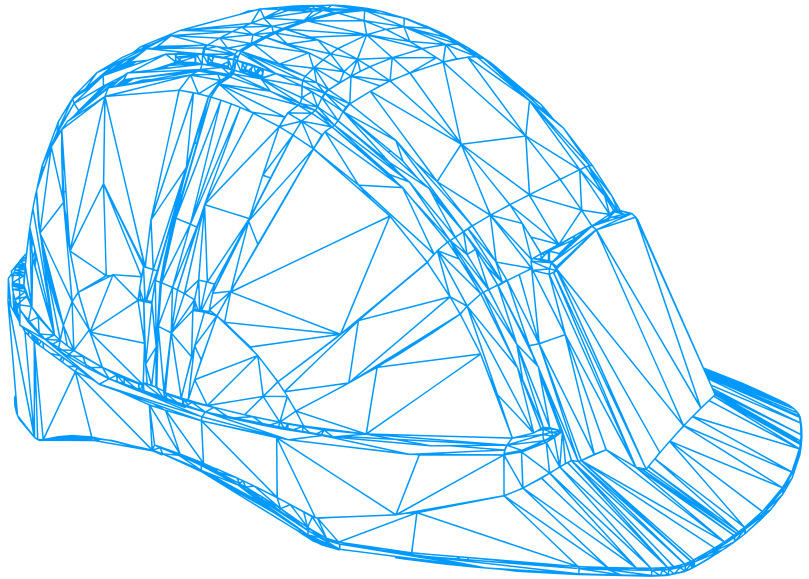
DZIĘKUJĘ ZA UWAGĘ

SANDVIK MB670-1 BOLTER MINER PRODUCT PRESENTATION INCLUDING DATA MANAGEMENT,



SAFETY FIRST

Sandvik’s objective is zero harm to our people, the environment we work in, our customers and our suppliers.





PROTECTIVE EQUIPMENT



FIRST AID KIT



ALARM



EMERGENCY NUMBER



EMERGENCY EXIT



ASSEMBLY POINT



COMPLIANCE

We’ve always been committed to conducting business with high integrity and in a legal and ethical manner. We embrace our corporate responsibility to combat corruption.

INTERNAL CONTROLS
THE WAY WE ALL OPERATE



Control leads to compliance !



Ensure compliance with all relevant internal and external rules and regulation



We all need to be compliant



'Power of Sandvik' are the guidelines for all employees



Conducting business with ethics and integrity

SANDVIK

CONTENTS FOR TODAY

SANDVIK MB670-1 BOLTER MINER – THE MECHANICS OF MINING MORE

- Sandvik positioning and offering in long wall development
- Background on why choose the Sandvik MB670-1
- Overview and walkaround
- Introduction of PLC Technology Features
- Features / benefits / value proposition

SANDVIK POSITIONING AND OFFERING IN LONG WALL DEVELOPMENT



SANDVIK SYSTEM OFFERING

A KEY SUPPLIER IN LONG WALL DEVELOPMENT



EXCAVATE

Bolter Miner
Continuous Miner
Roadheader
Borer Miner
Cutter Picks



SUPPORT

Mobile Bolter
Integrated bolting
Support manipulator
Drill consumables



LOAD

Shuttle Car
Mobile Conveyor
Feeder Breaker



TRANSPORT

Conveyor systems
Mobile booth end



LOGISTICS

Utility LHD's
QDS

System Integration „Automation, integrated data recording & process management“

BACKGROUND AND WHY CHOOSE THE SANDVIK MB670-1

5 REASONS WHY CHOOSE

SANDVIK MB670-1



THE MECHANICS OF MINING MORE
30% more productivity in stable ground conditions

THE MECHANICS OF LOWER TOTAL COST
10% lower total cost of ownership over the machine life cycle

THE MECHANICS OF LONGER LIFE
Higher quality and fewer maintenance requirements with new wear materials

THE MECHANICS OF BEING BETTER
Dedicated service for more uptime

THE MECHANICS OF EXCELLENCE
10% reduction in noise, and new spool monitoring system for improved health and safety

SANDVIK

KEY CUTTING TECHNOLOGY

Safety

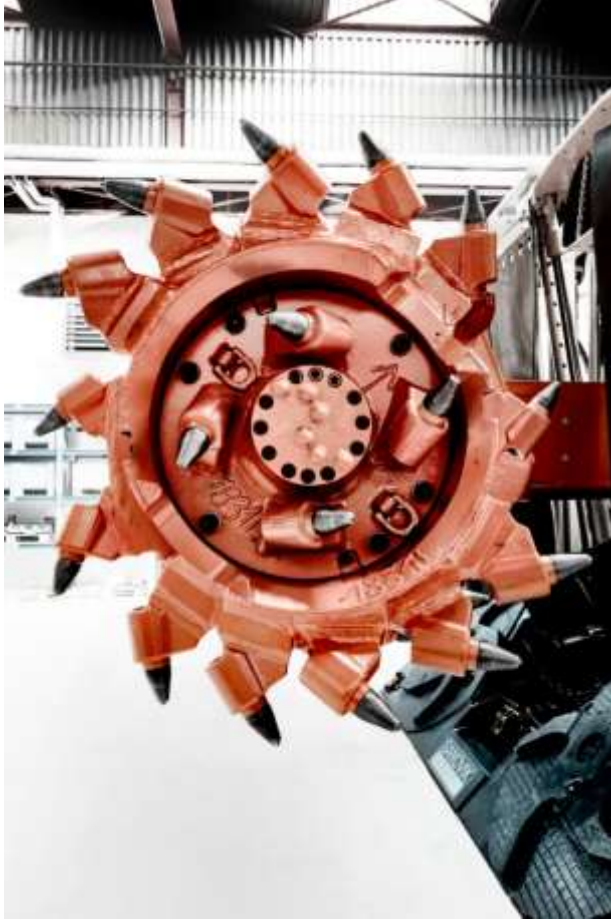
- Highest safety standard with integrated roof support
- Rock support installed immediately upon excavation
- No people exposed to unsupported ground

Selection Criteria

- Applications requiring roof bolting with flat roof top
- Applications with need for high advance rates
- Applications with need to improve time to mass production
- With stabilized sump frame cutting concept ability to cut rock up to 75 MPa with hard intrusions beyond this limit

Key Value

- Rapid roadway development system in Coal or Industrial minerals
  - Simultaneous cutting & bolting provide advance rates up to 6m/hour
  - Support high return on Investment – faster LW start up
- Immediate roof support for high quality roadway
- 4 roof & 2 rib drill rigs for simultaneous cutting & bolting operation

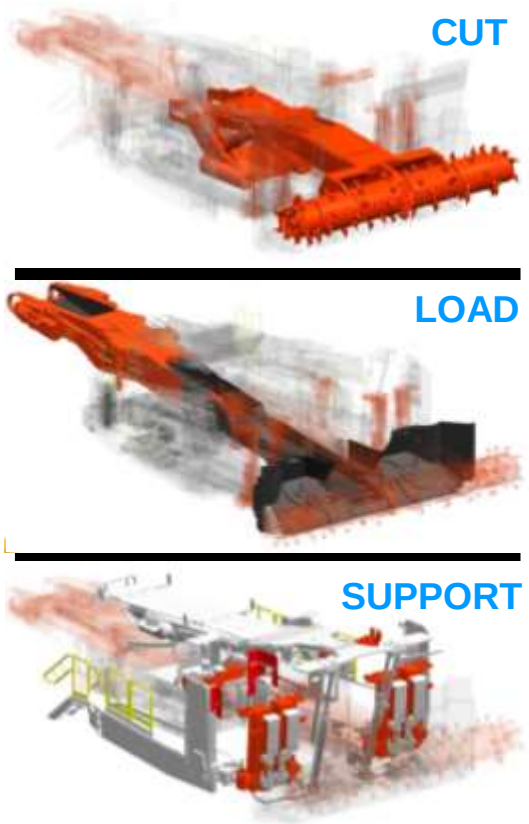


SANDVIK

UNIQUE CONCEPT

FOR LONGWALL DEVELOPMENT

- **Simultaneous excavation and support operation**
- **Two equipment combined into one machine:**
  - **High Safety:** - supported roof during cutting operation
    - no exposure of personnel to unsupported roof
    - built in dust exhaust system
  - **High Quality** on bolt installation
  - **Single Pass** for constant roadway width and smooth rib walls
  - **High Advance Rates** to keep pace with lomgwall productivity
  - **Fast Advance Cycles** of 15 minutes per meter



SANDVIK

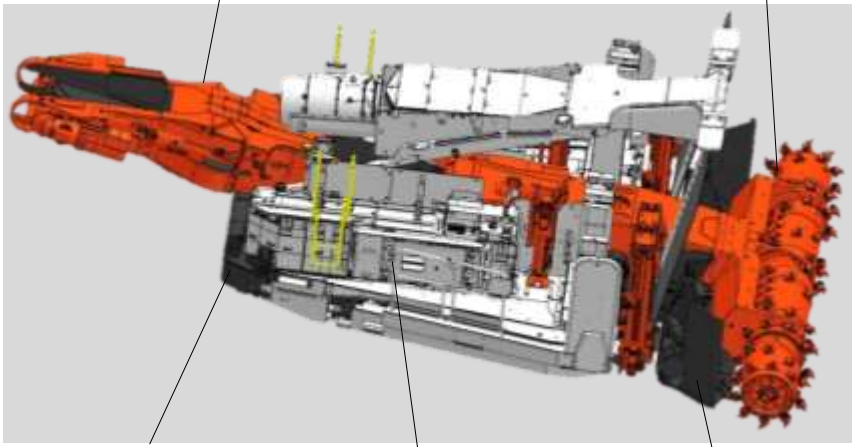
SANDVIK MB670-1
OVERVIEW AND WALKAROUND



OVERVIEW AND WALKAROUND

Chain conveyor with tensioning and drive station

Cutter unit with drum, gear box, motor, boom, and slide

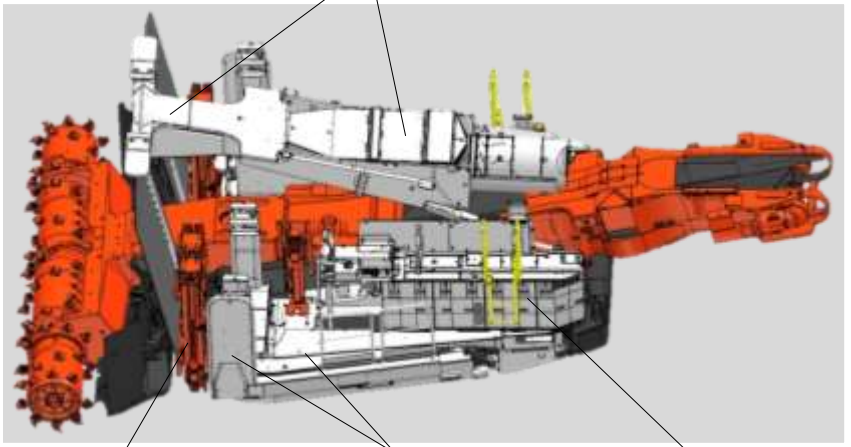


Main frame with rear stabilizers & track drives

Main electric with display and control system

Loading device with gear boxes and drive motors

Canopy / temporary roof support with dust curtains and integrated wet scrubber



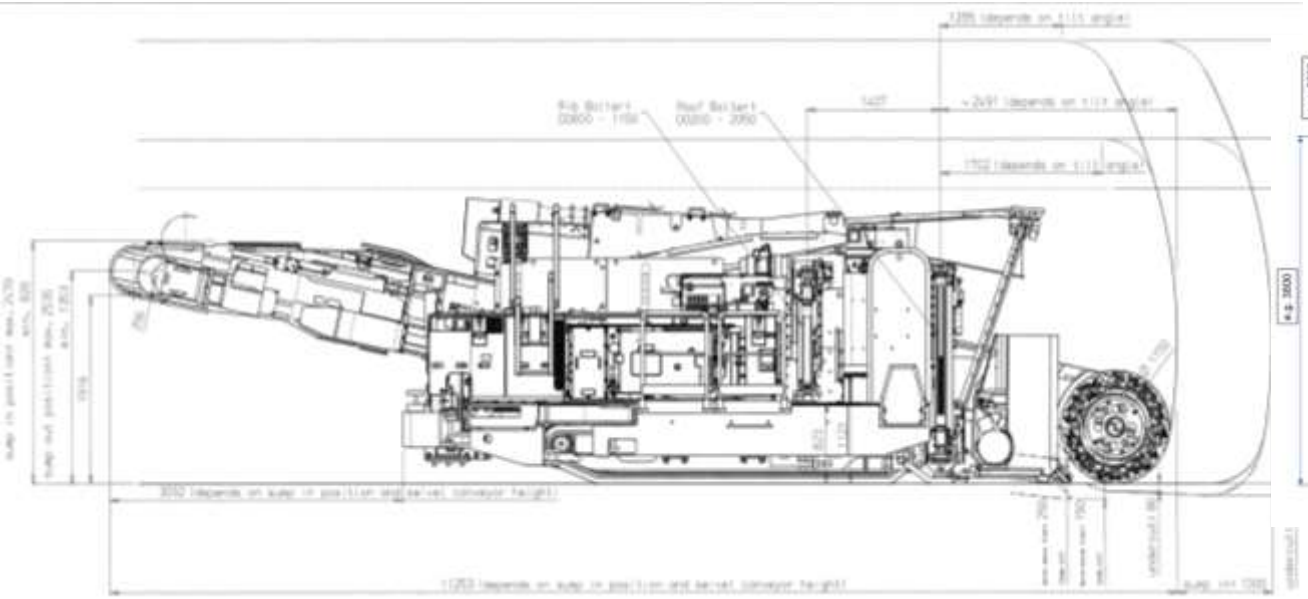
Roof and rib bolting rigs with controls

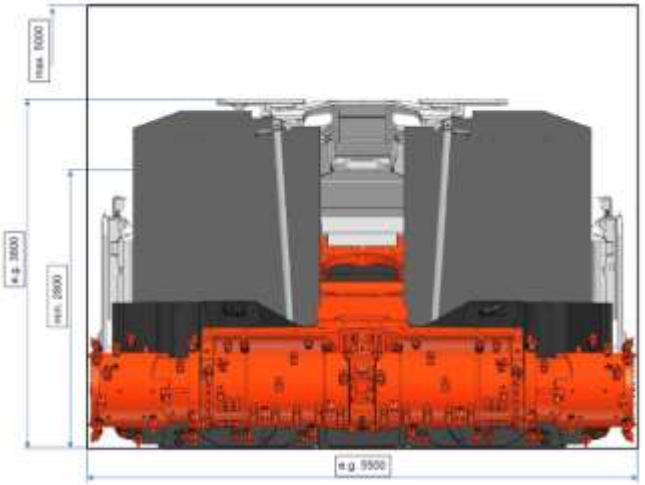
Working platform with rib shield

Hydraulic power pack

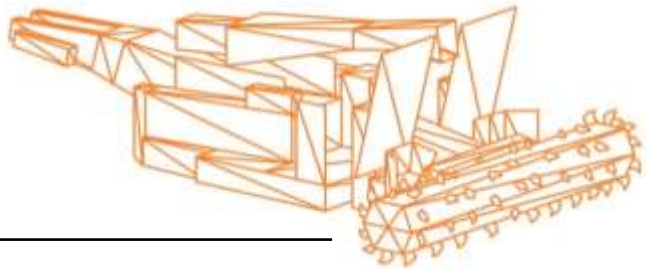
SANDVIK

MACHINE DIMENSIONS





TECHNICAL DATA



Total length, approx.	[m]	11.25
Total weight, approx.	[tons]	105
Total height in operation	[m]	2.65
Working height modules	[m]	2.8 - 3.8 3.0 - 4.0 3.2 - 4.2 3.5 - 4.5 4.0 - 5.0
Working width set ups	[m]	5.0 / 5.2 / 5.4 / 5.5 / 5.6 / 5.7 / 5.8 / 6.0 & 6.2
Sump distance	[m]	1.0
Distance roof support to face	[m]	1.8
Loading and conveying capacity	[t/min]	25
Tramming speed	[m/min]	3.5 - 15
On board dust exhaust system	[m³/sec]	2.11 - 4.96
	[db]	41.6 - 77.6
Cutter motor power	[kW]	270
Total installed power	[kW]	546

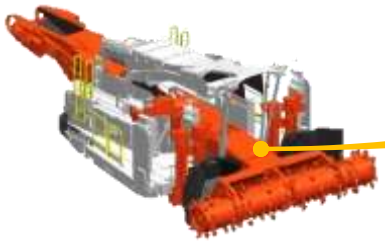
SANDVIK MB670-1
INTRODUCTION OF PLC TECHNOLOGY FEATURES

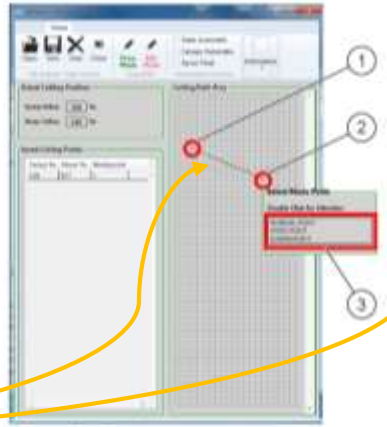


INTELLIGENT CUTTING PATH PLANNING

KEY FEATURES AND VALUES

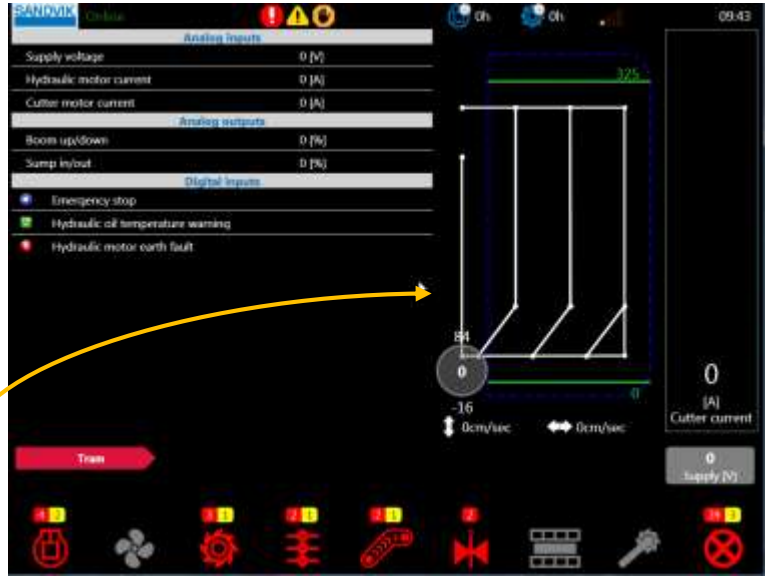
- Flexible cutting path programming





Mouse functions

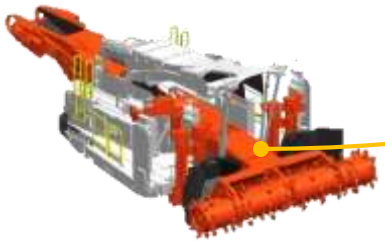
1 Cutting point 1
2 Cutting point 2
3 Mode point selection



SMART MAINTENANCE PLANNING

KEY FEATURES AND VALUES

- Manage uptime and component lifetime
- Demand based maintenance
- Provide input for fault finding
- User role and info centre
  - Documentation centre available at machine

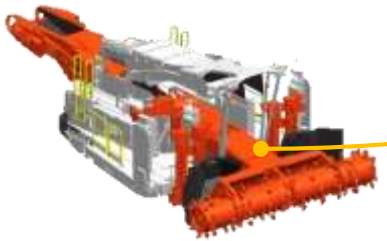




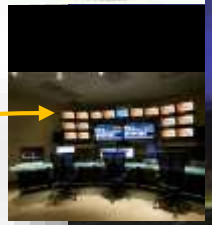
INTELLIGENT DATA MONITORING & DATA MANAGEMENT

KEY FEATURES AND VALUES

- Providing real time data on machines operating state
  - Daily productivity management reports
  - Visualization of cutting efficiency
  - Provide display of alarms and fault logs
  - Providing data for maintenance planner
  - Bi-directional communication with machine









SANDVIK MB670-1
FEATURES / BENEFITS / VALUE PROPOSITION



VALUE PROPOSITION

INCREASED PRODUCTIVITY

ADAPTABLE AUTO CUTTING CYCLE
As a result of constant and faster advance cycles, this new cutting cycle shortens your panel development times in stable ground conditions by up to 30% and ensures smoother floor conditions in your mine.

NEW WEAR MATERIALS
Increase operating times thanks to higher machine utilization and fewer maintenance requirements. Our new wear materials also increase the lifetime of the boom and slide mechanism.

CUTTING TOOL REPLACEMENT
Increase your machine utilization with our new method of removing cutter pick bushings with oil injection.

LOWER TOTAL COST

SIMPLIFIED ELECTRICS AND HYDRAULICS
Our state-of-the-art energy concept reduces energy consumption and increases the time between service intervals.

DATA RECORDING/DATA LOGGING
Record, log and visualize your operating conditions for greater control and operating efficiency, and carry out predictive maintenance planning to reduce downtime.

RELIABLE COMPONENTS
24-volt solenoids and improved material specifications of bushings and other parts increase your component lifetime, and extend the time between service intervals from 2 to 2.5 years for major machine overhauls.

IMPROVED SAFETY

NEW SPOOL MONITORING SYSTEM
Avoids unintended machine movements.

WET SCRUBBER EXHAUST SYSTEM
Our redesigned scrubber decreases noise levels by more than 10%, from approximately 90–100 decibels to around 77–90 decibels.

ERGONOMIC PLATFORM DESIGN
This user-friendly machine improves the ergonomics for your operators.

SIL2 (SAFETY INTEGRITY LEVEL) RATED AND DESIGNED ELECTRIC CIRCUIT
Avoids unintended motor starts for all electric motors on the machine.

SANDVIK

THANK YOU



Praktyczne aspekty stosowania obudów łukowych podatnych spłaszczonych typu ŁPSp i ŁPSp3R w kopalniach

Brózda Sławomir
Dremex Sp. z o.o.

Głuch Piotr
PRO-KOM PP-W

Jarczyk Marek
Dremex Sp. z o.o.

Siewierski Robert
Dremex Sp. z o.o.

Szczepaniec Beniamin
Dremex Sp. z o.o.

STRESZCZENIE: Obudowy łukowe podatne spłaszczone ŁPSp i ŁPSp3R stosowane praktycznie od 2010 roku znalazły szerokie zastosowanie w wyrobiskach górniczych specjalistycznych jak i wyrobiskach liniowych. Sześć podstawowych typów obudów łukowych spłaszczonych pozwala prowadzić ich szeroki dobór dla zróżnicowanych warunków geologiczno – górniczych głębokich kopalń.

Na przykładzie szeregu praktycznych zastosowań w artykule zostaną omówione rozwiązania obudów spłaszczonych przystosowane do stosowania w przecinkach ścianowych zbrojeniowych, przecinkach ścianowych likwidacyjnych, poszerzeniach wyrobisk, chodnikach przyścianowych, skrzyżowaniach prostych i ukośnych, odgałęzieniach, rozwidleniach, komorach. Spłaszczony kształt obudowy pozwala dobrać przekrój jej konstrukcji do przekroju pokładu węgla szczególnie małym jego nachyleniu, gdzie w stosunku do obudów łukowych typu ŁP uzyskuje się zmniejszenie przybierki kamienia jak również wzrost szerokości umożliwiającej korzystne rozmieszczenie urządzeń w wyrobisku. Dotychczasowe obserwacje wykazują, że w warunkach dużej głębokości korzystnymi rozwiązaniami są obudowy spłaszczone przykotwione mające wysoką nośność i stateczność. Przykotwienie obudowy może być realizowane za pomocą niezależnych podciągów mocowanych do odrzwi obudowy jak i za pomocą otworów wykonanych w łukach za złączem środkowym lub w samym złączu (zakładce łuków stropnicowych).

SŁOWA KLUCZOWE: Budownictwo podziemne, obudowa

1. WSTĘP

Obudowy łukowe podatne spłaszczone ŁPSp i ŁPSp3R stosowane praktycznie od 2010 roku znalazły szerokie zastosowanie w wyrobiskach górniczych specjalistycznych jak i w wyrobiskach liniowych. Obudowy spłaszczone są wykonywane z kształtowników V32 i V36 z stali S480W, S560W [12]. Rozwiązania obudów powstały na bazie doświadczeń ze stosowania obudów spłaszczonych zwanych też łukowo prostymi ŁPrP, wzmocnionych ŁPrPw i innych, w których przejście łuku stropnicowe o dużym promieniu (ok.8m) w łuk ociosowych jest wykonane w małym promieniem (150 do 800mm) co tworzy ostre naroże niekorzystne dla pracy obudowy przy jej znacznym obciążeniu. Liczne awarie tych obudów przez doznawanie trwałych deformacji jak również konieczność dodatkowego podpierania obudowy stojakami były jedną z przyczyn w chwili obecnej prawie powszechnego zastosowania odrzwi obudowy ŁPSp i ŁPSp3R.

2. 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.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), 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,
- 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,
- 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.

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.

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.

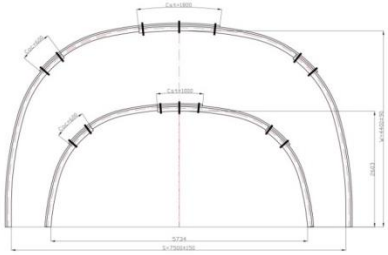
Zróżnicowane konstrukcje obudów spłaszczonych ŁPSp i ŁPSp3R zostały poddane szerokim badaniom stanowiskowym w skali 1:1 (badane odrzwi o gabarytach 6,2x3,8 i 6,5x4,1) na stanowisku badawczym w Katedrze Geomechaniki, Budownictwa Podziemnego i Zarządzania Ochroną Powierzchni w latach 2009 do 2015, a w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

3. WYKONYWANIE OBUDOWY ŁPSp W PRZECINKACH ŚCIANOWYCH ZBROJENIOWYCH

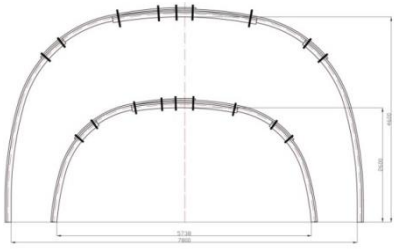
W przecinkach ścianowych powszechne zastosowanie znalazły obudowy spłaszczone ŁPSp i ŁPSpA wykonywane średnio:

- do szerokości 6,5m (wysokość 3,2m, do 3,8m) jako obudowy bez wzmocnienia na całej długości przecinki, (rys.9, 10) [1, 2, 3, 4],
- o szerokości 6,8m i powyżej z wzmocnieniem za pomocą stojaków (rys.11, 12) lub podciągu kotwionego z kotwią strunową [6, 8].

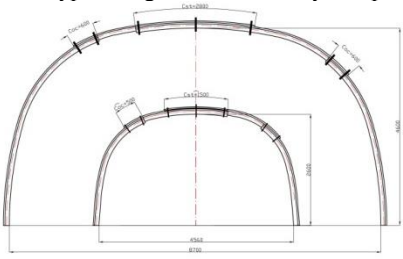
Duży postęp przy wykonywaniu przecinek w obudowach ŁPSp o szerokości 7,2m i wysokości 3,5m z przykotwianiem poprzez jeden lub dwa podciągi i z stosowaniem kotwienia między odrzwiami (rys.13) uzyskano w PG „Silesia" [8].



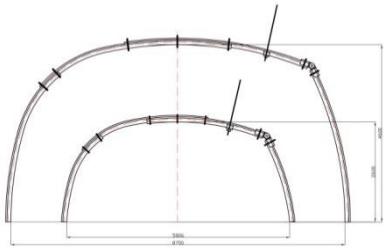
Rys.1. Typoszereg odrzwi obudowy ŁPSp



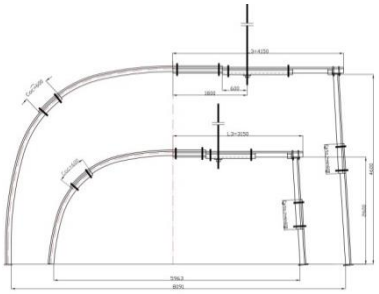
Rys.2. Typoszereg odrzwi obudowy ŁPSpW



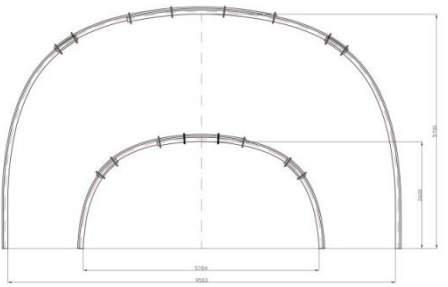
Rys.3. Typoszereg odrzwi obudowy ŁPSpA



Rys.4. Typoszereg odrzwi obudowy ŁPSpP



Rys.5. Typoszereg odrzwi obudowy ŁPSpN



Rys.6. Typoszereg odrzwi obudowy ŁPSp3R



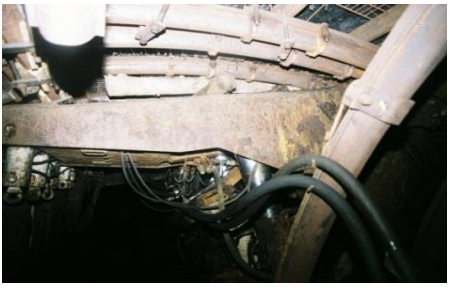
Rys.7. Stanowisko do badań odrzwi stalowych w Katedrze GBPiZOP



Rys.8. Stanowisko do badań odrzwi stalowych w Laboratorium „PRO-KOM”



Rys.9. Widok obudowy w odrzwiach ŁPSp-V32/4/6,2x3,5



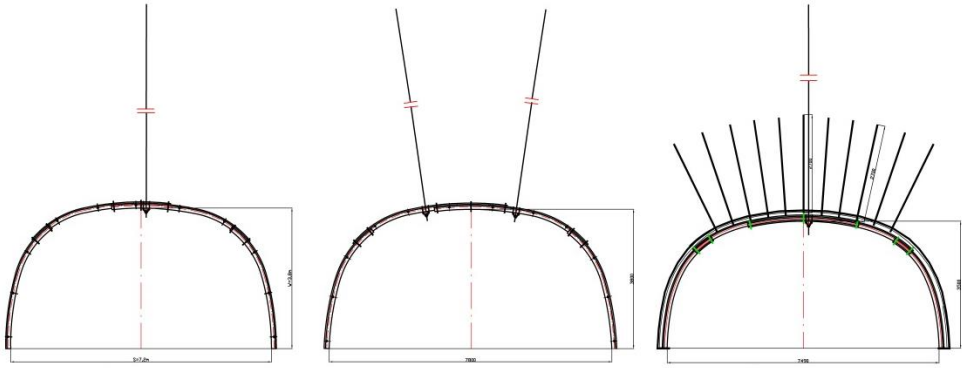
Rys.10. Przyleganie stropnicy sekcji obudowy zmechanizowanej do odrzwi obudowy ŁPSp



Rys.11. Wzmocnieni odrzwi rzędem stojaków podporowych w rozstawie, co 3m



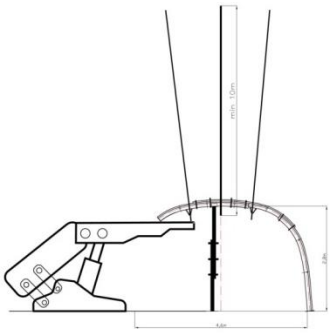
Rys.12. Zabudowa sekcji obudowy zmechanizowanej w przecince z odrzwi ŁPSp3R-V32/8,2x3,8



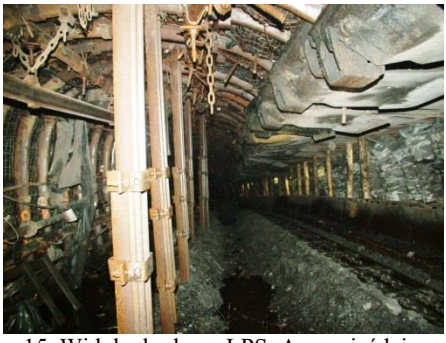
Rys.13. Obudowy podporowo – kotwiowe dla przecinkach ścianowych
a – przykotwienie odrzwi jedną kotwią poprzez podciąg w osi,
b – przykotwienie odrzwi dwoma kotwiami poprzez podciągi,
c – przykotwienie odrzwi jedną kotwią poprzez podciąg w osi z kotwieniem między odrzwiami,

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 14 i 15.



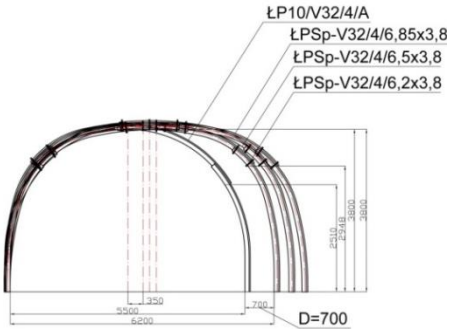
Rys.14. Schemat odrzwi obudowy ŁPSpA w przecinkach likwidacyjnych wykonywanych przed frontem ściany



Rys.15. Widok obudowy ŁPSpA po wjeździe sekcji obudowy zmechanizowanej

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 16 i 17.



Rys.16. Schemat odrzwi obudowy ŁPSpA w przecinkach likwidacyjnych wykonywanych przed frontem ściany



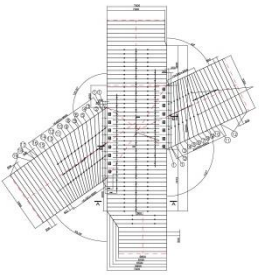
Rys.17. Widok obudowy ŁPSpA po wjeździe sekcji obudowy zmechanizowanej

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 referacie [8], a jedno z pierwszych na rysunkach 18 i 19.



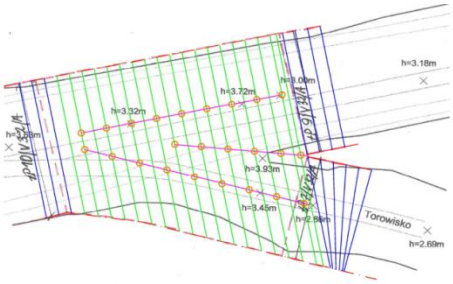
Rys.18. Widok skrzyżowania ukośnego w obudowie ŁPSp i ŁPSp3R



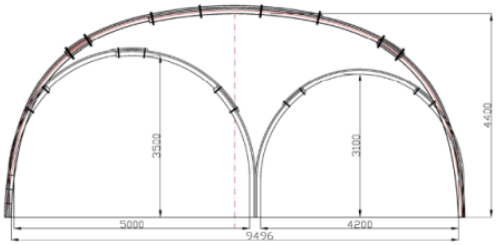
Rys.19. Rozwiązanie skrzyżowania ukośnego dwustronnego w stosunku do chodnika głównego

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 20 i 21.



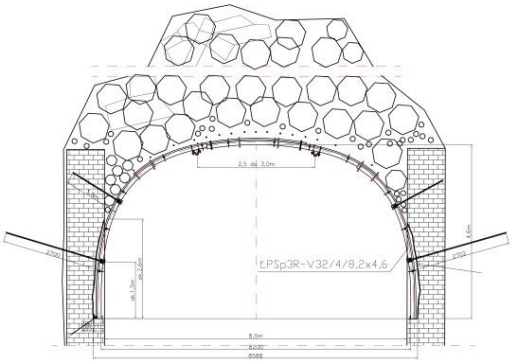
Rys.20. Rozmieszczenie odrzwi w rzucie poziomym z wzmocnieniem podciągami i kotwiami



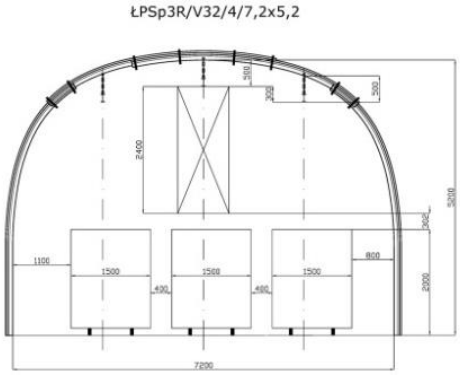
Rys.21. Przekrój przez odrzwia w miejscu połączenia wyrobisk

8. ZASTOSOWANIE OBUDOWY ŁPSp3R W WYROBISKACH SPECJALNYCH KOMOROWYCH

Przykładowe zastosowanie obudowy spłaszczonej ŁPSp3R w komorze nad zbiornikiem retencyjnym przedstawiono na rysunku 22, a w komorze rozładowczej na rysunku 23.



Rys.22. Rozwiązanie obudowy komory nad zbiornikiem retencyjnym



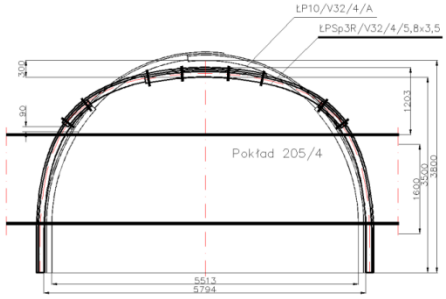
Rys.23. Schemat rozwiązania obudowy komory rozładowczej na podszybiu

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. 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 24. Widok chodnika przyścianowego badawczego w pokładzie 205/4 w odrzwiach obudowy ŁPSp3RV32/4/5800x3500 przedstawiono na rysunku 25.



Rys.24. Porównanie kształtów i przekrojów odrzwi obudowy ŁP10/V32/4/A i ŁPSp3RV32/4/5800x3500

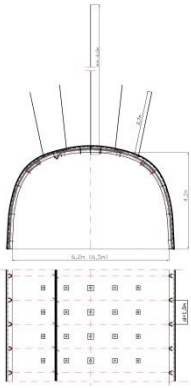


Rys.25. Widok chodnika przyścianowego badawczego w pokładzie 205/4 w odrzwiach obudowy ŁPSp3RV32/4/5800x3500

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 26. Ze względów technologicznych zaprojektowano również rozwiązanie alternatywne przy stosowaniu wysokiego kotwienia za pomocą kotwi strunowych. Ogólny widok wykonywanej obudowy przedstawiono na rysunku 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. 26. Obudowa podporowo – kotwiowa pochylni zbiorczej F w pokładzie 501 w warunkach KWK „Murcki-Staszic”



Rys. 27. Widok obudowy podporowo – kotwiowej pochylni zbiorczej F w pokładzie 501 w fazie drążenia

10. ZAKOŃCZENIE

Obudowy łukowe podatne spłaszczone typu ŁPSp i ŁPSp3R stanowią innowacyjne rozwiązanie, które znalazło po ok. 8 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.

11. 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.

Practical Aspects of Applying ŁPSp and ŁPSp3R Flattened Arch Yielding Supports in Mines

ŁPSp and ŁPSp3R flattened arch yielding supports that are applied in practice since 2010 have found a broad use in special-purpose and linear headings. Six basic types of flattened arch supports allow for their selection depending on the varying geological and mining conditions in deep mines.

Based on a series of practical applications, the article discusses flattened support solutions adjusted for the application in opening longwall crosscuts, closing longwall crosscuts, in broadening the headings, in longwall gates, straight and diagonal crossings, branching, Y junctions and in chambers. The flattened shape of the lining allows for a favourable adjustment of the structure to coal seams, especially those with low inclination, where, in comparison to ŁP-type arch supports, less barren rock ripping is required and the increased width allows for favourable travel of machines in the heading. The observations made up to now indicate that at large depths, flattened supports with bolting are a favourable solution due to their high bearing capacity and stability. Bolting the supports may be conducted both by means of independent girders mounted to the sets of the lining and by means of orifices made in the arches behind the middle joint or in the middle joint itself (overlap of the roof bars).

KEYWORDS: mining, roof support, longwall entries, support choice

*Praktyczne aspekty stosowania obudów łukowych podatnych spłaszczonych typu

*ŁPSp i ŁPSp3R

*w kopalniach

*

BRÓZDA Sławomir - DREMEX
GŁUCH Piotr - PRO-KOM
JARCZYK Marek - DREMEX
SIEWIERSKI Robert - DREMEX
SZCZEPANIEC Beniamin - DREMEX



Szkoła Eksploatacji Podziemnej
26 do 28 luty 2018r KRAKÓW

OGÓLNY PODZIAŁ WYROBISK

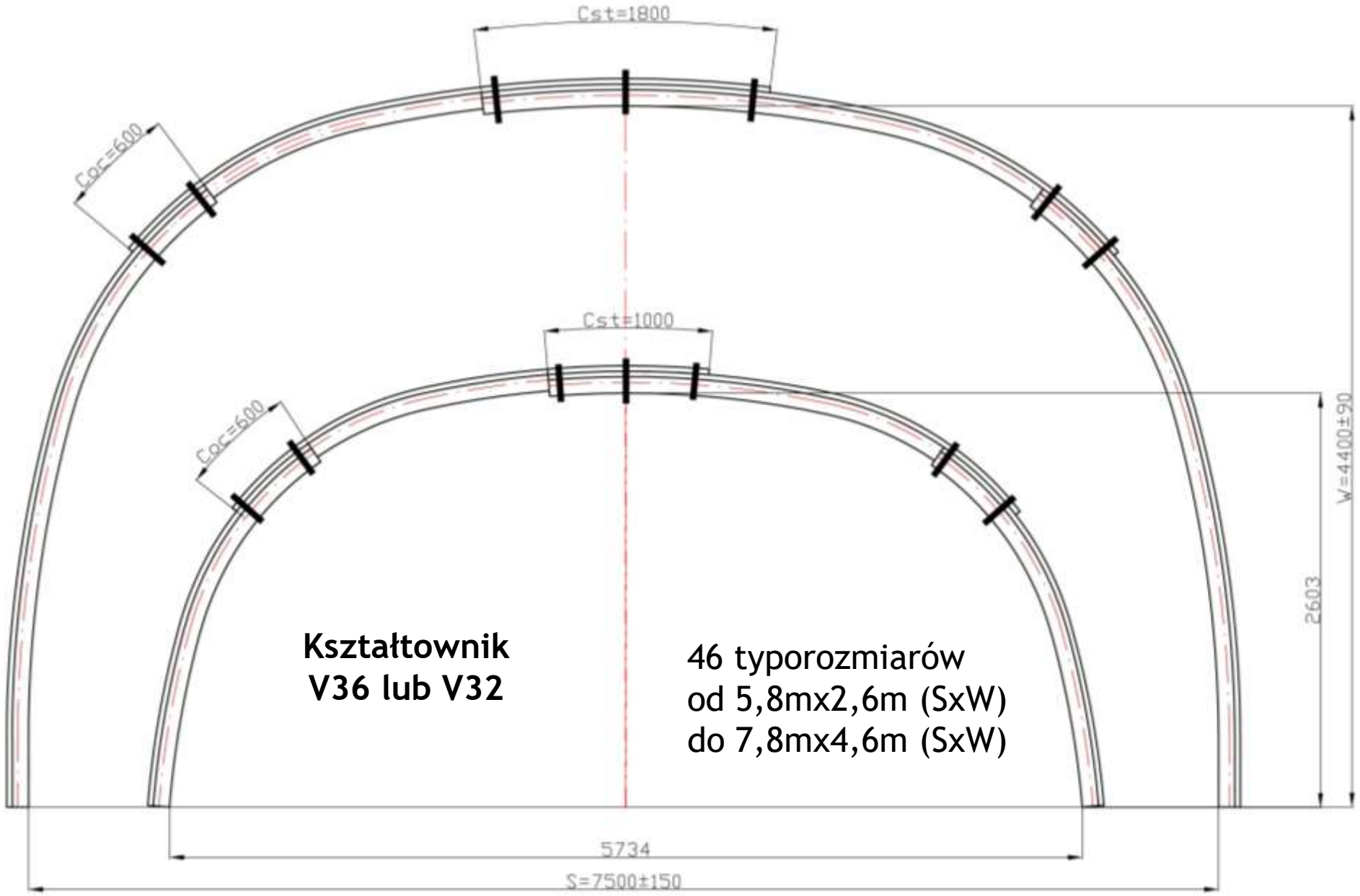
Wyrobiska liniowe:

- **Chodniki przyścianowe,**
- **Wyrobiska korytarzowe kamienne**

Wyrobiska specjalistyczne:

- **przecinki ścianowe zbrojeniowe,**
- **przecinki likwidacyjne na froncie ściany,**
- **chodniki transportowe przed frontem ściany,**
- **przecinki na wybiegu ściany,**
- **wyrobiska komorowe,**

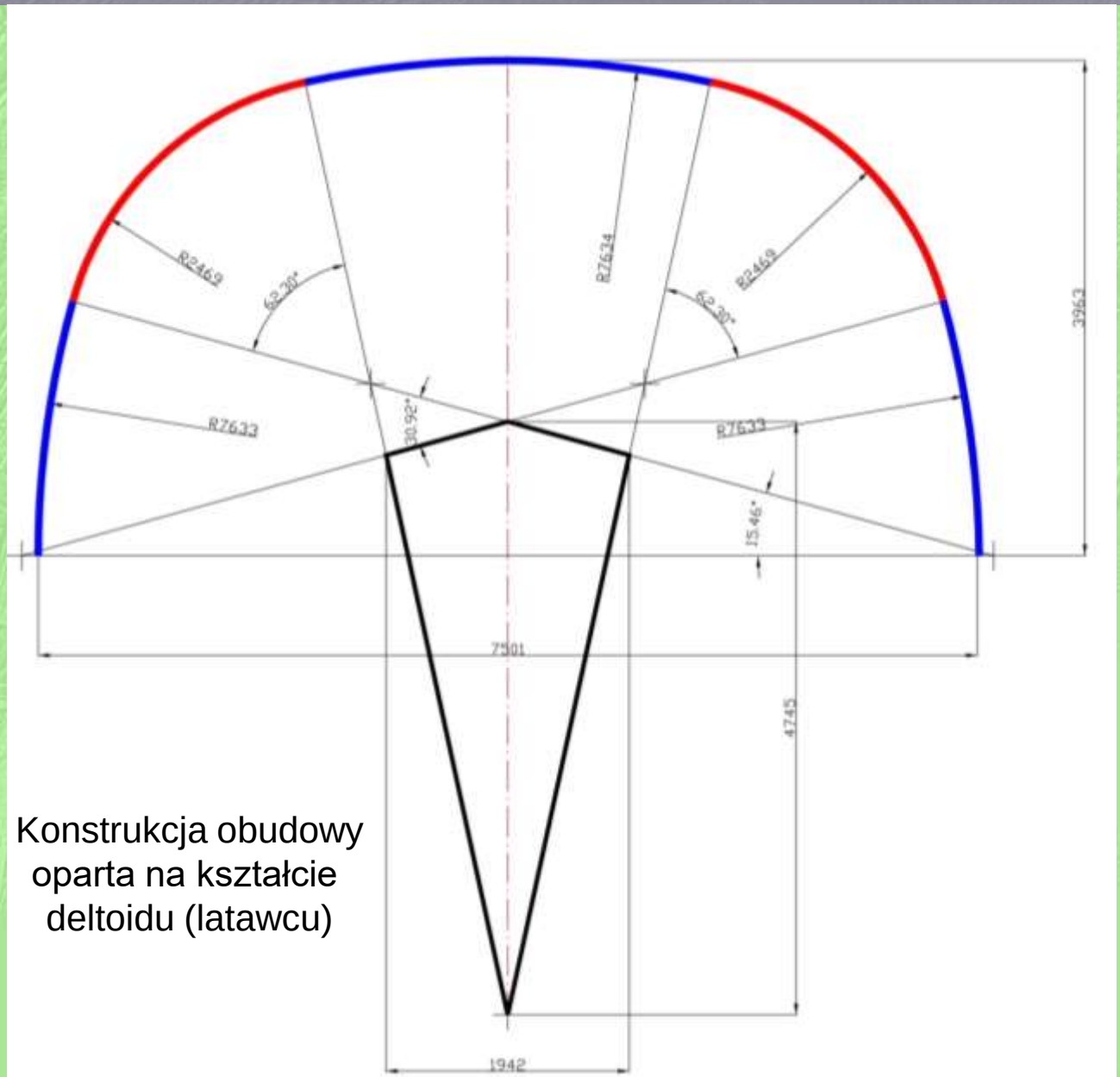
RODZAJE TYPOSZEREGÓW OBUDOWY
ŁPSp



Kształtownik
V36 lub V32

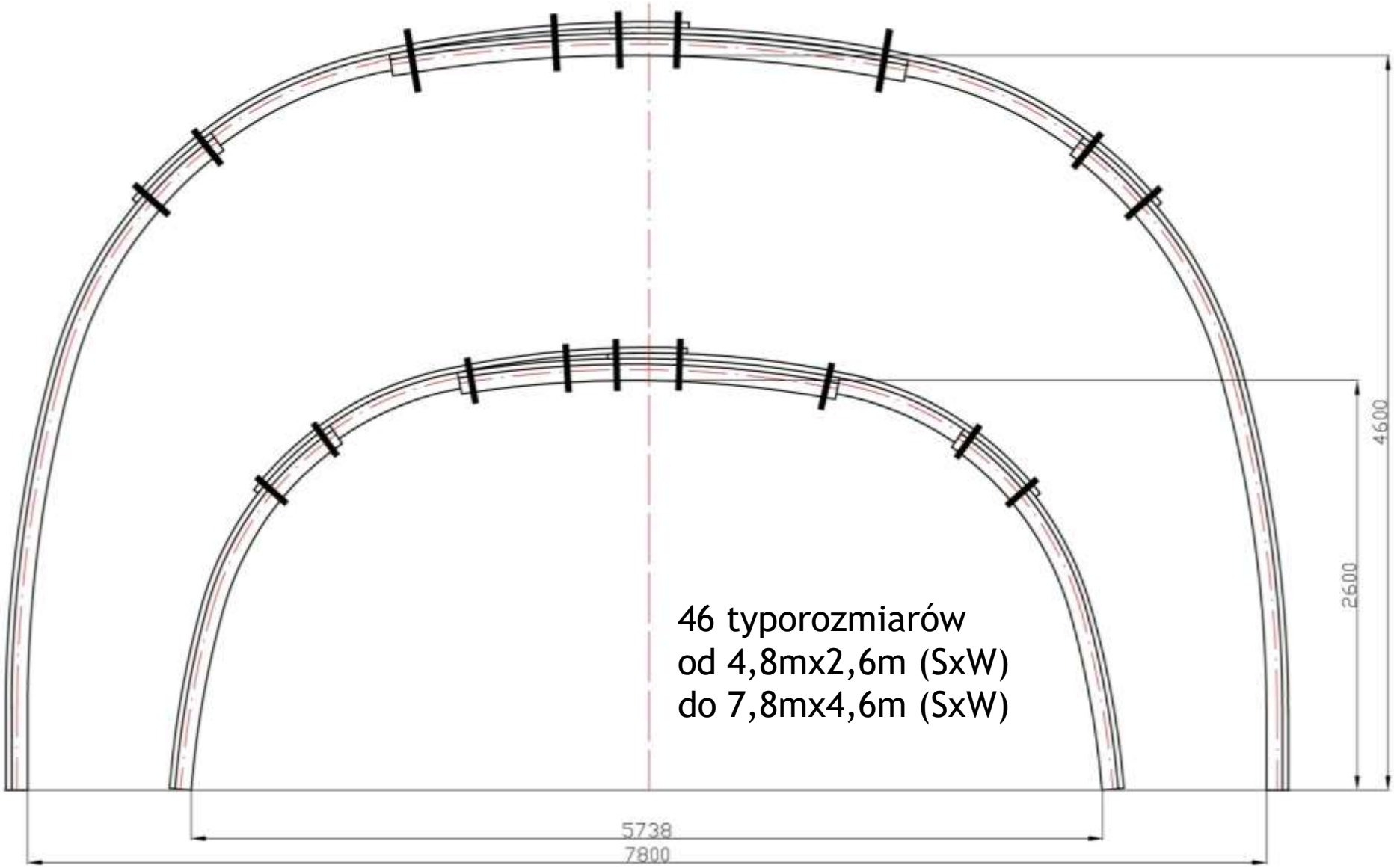
46 typorozmiarów
od 5,8mx2,6m (SxW)
do 7,8mx4,6m (SxW)

RODZAJE TYPOSZEREGÓW OBUDOWY ŁPSp



Konstrukcja obudowy oparta na kształcie deltoidu (latawcu)

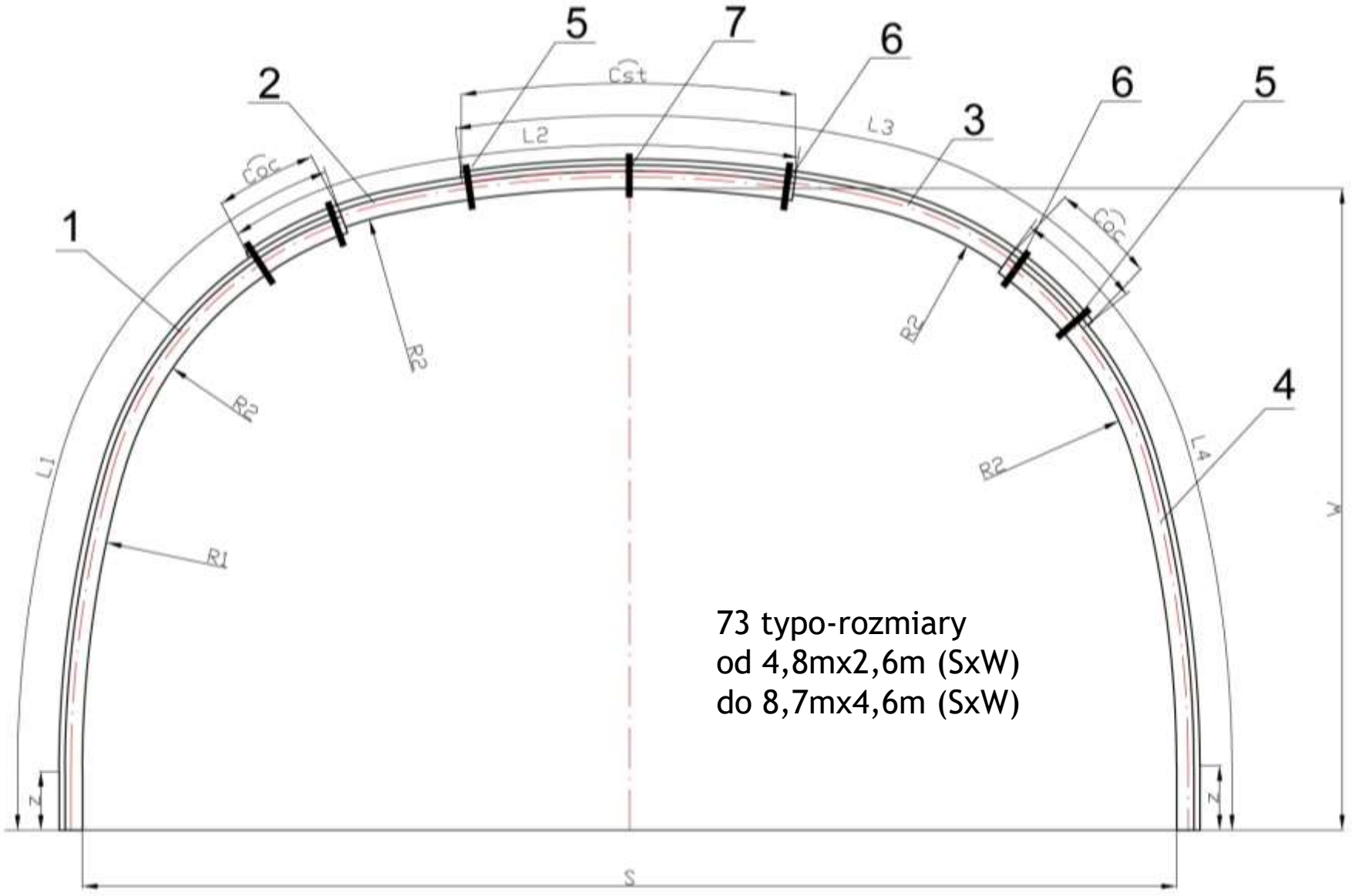
RODZAJE TYPOSZEREGÓW OBUDOWY ŁPSpW



46 typorozmiarów
od 4,8mx2,6m (SxW)
do 7,8mx4,6m (SxW)

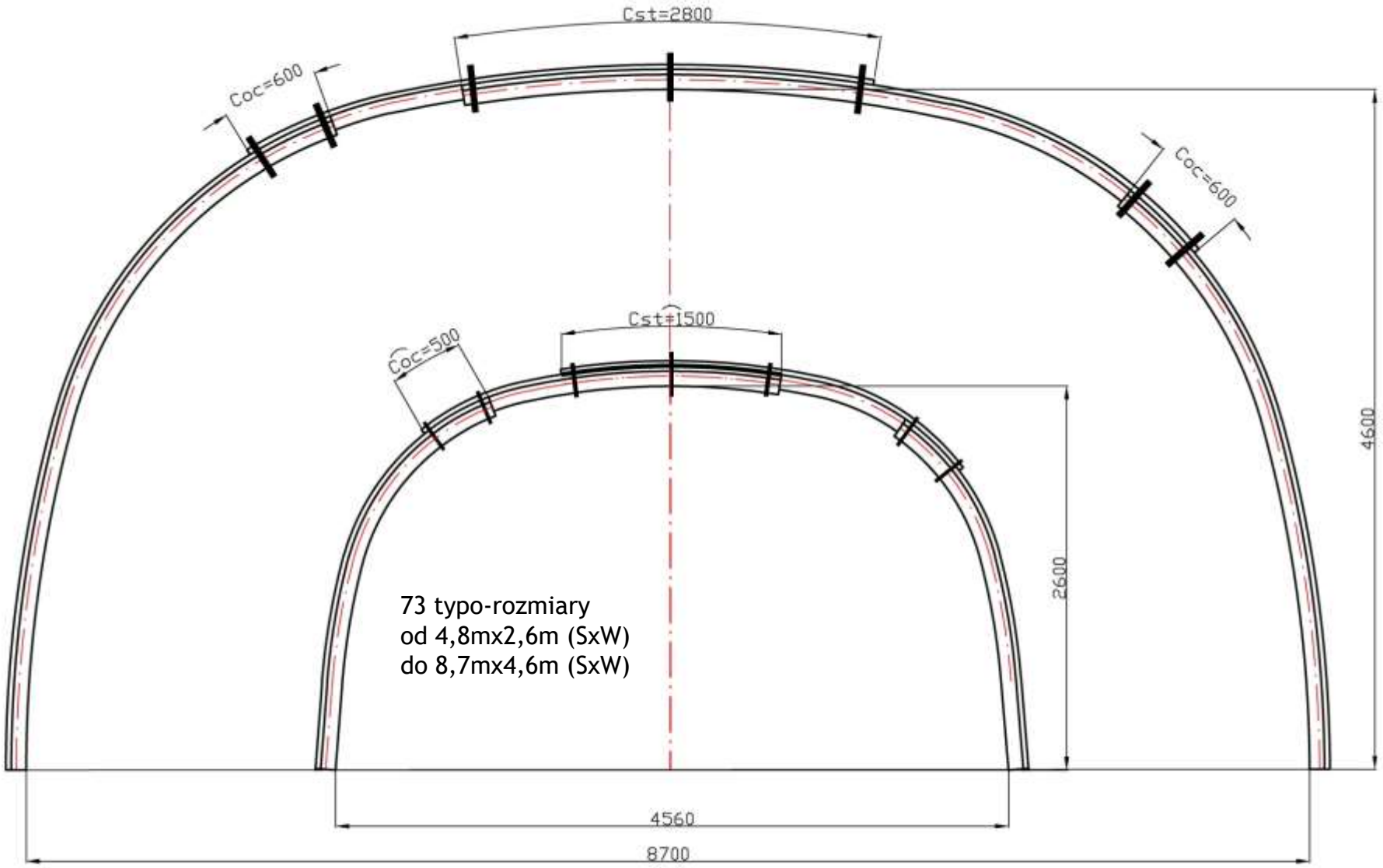
RODZAJE TYPOSZEREGÓW OBUDOWY ŁPSpA

Odrzwia obudowy ŁPSpA-V32/4 z bez przykotwienia



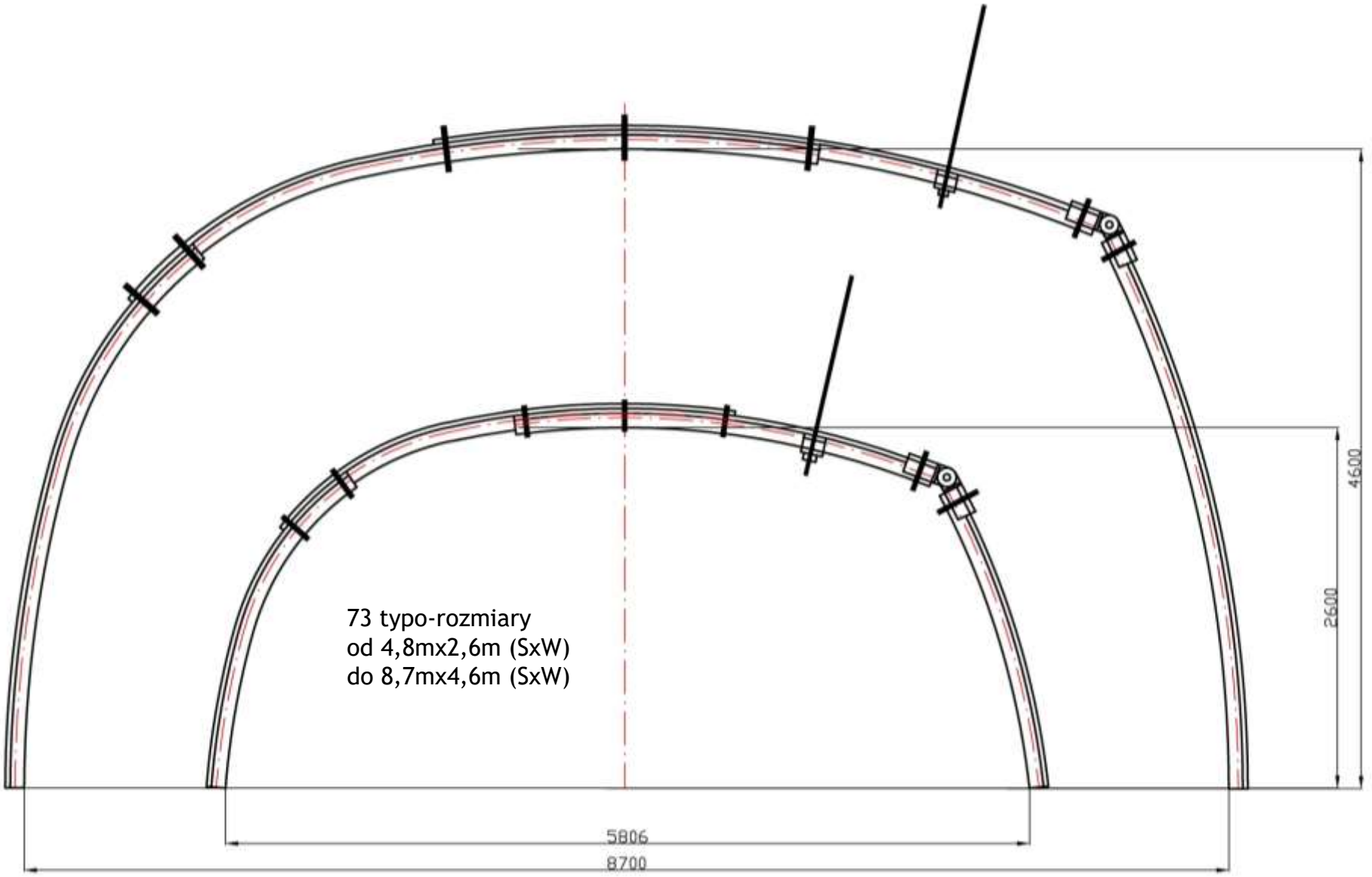
73 typo-rozmiary
od 4,8mx2,6m (SxW)
do 8,7mx4,6m (SxW)

RODZAJE TYPOSZEREGÓW OBUDOWY ŁPSpA

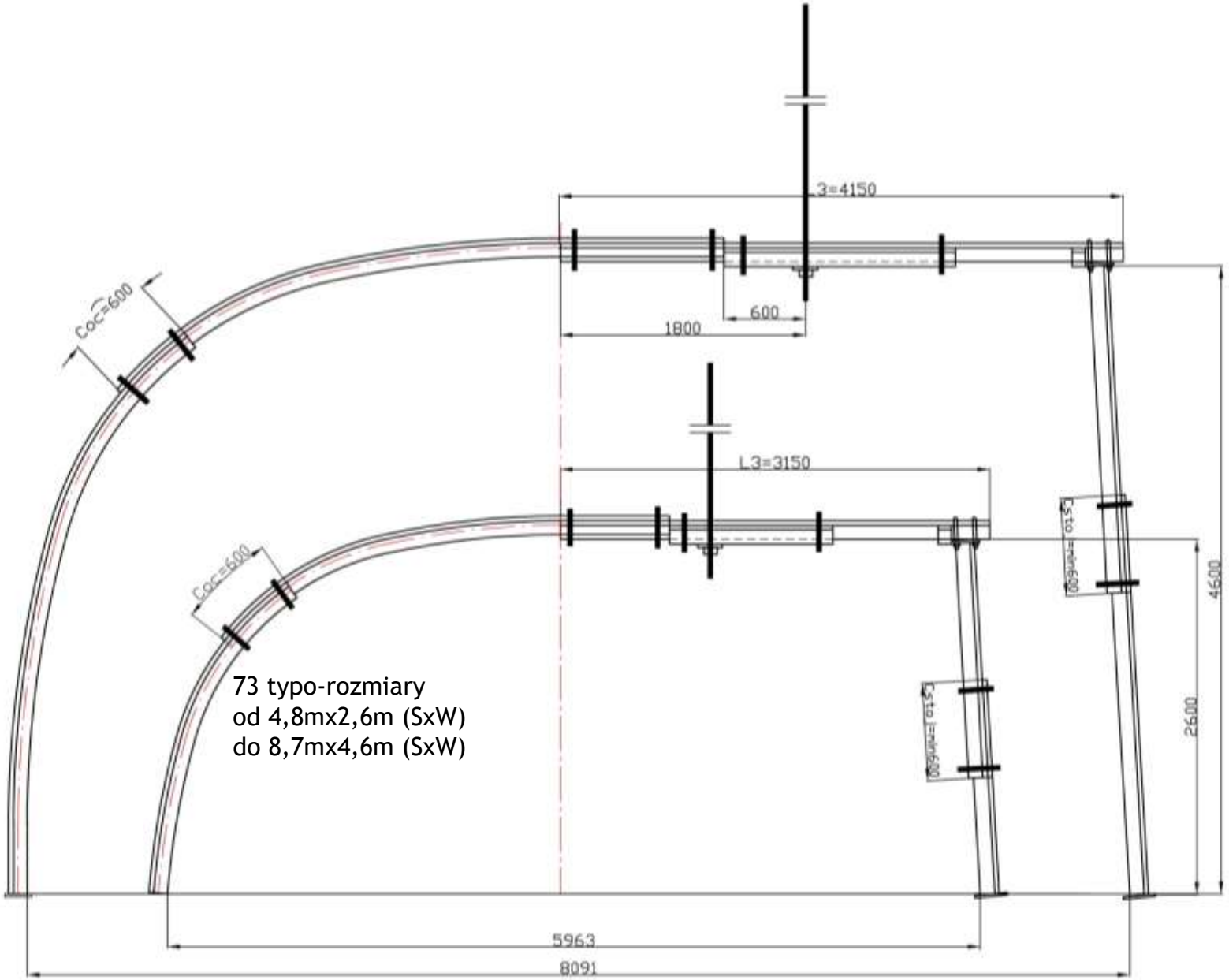


73 typo-rozmiary
od 4,8mx2,6m (SxW)
do 8,7mx4,6m (SxW)

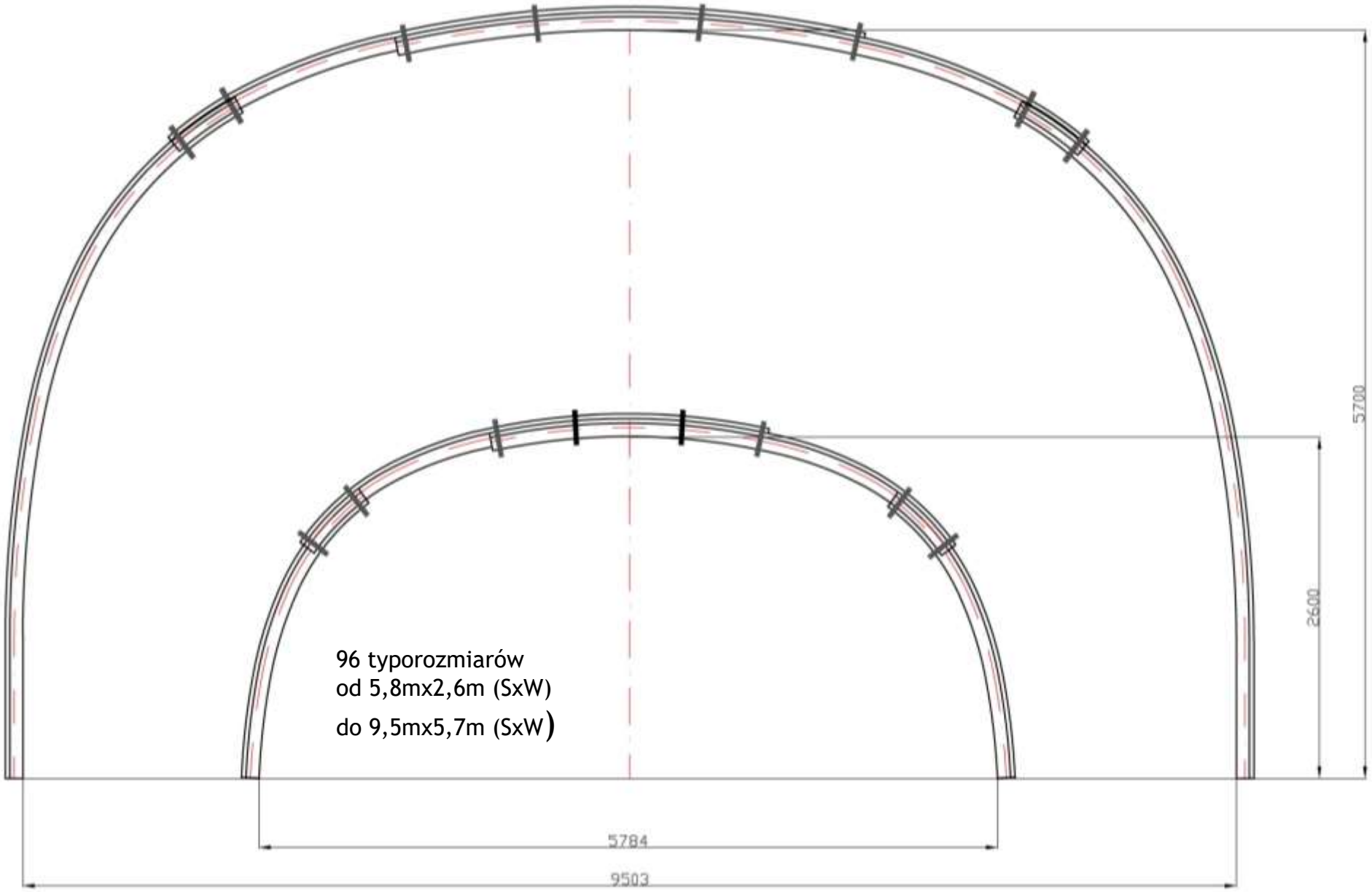
RODZAJE TYPOSZEREGÓW OBUDOWY ŁPSpP



RODZAJE TYPOSZEREGÓW OBUDOWY ŁPSpN



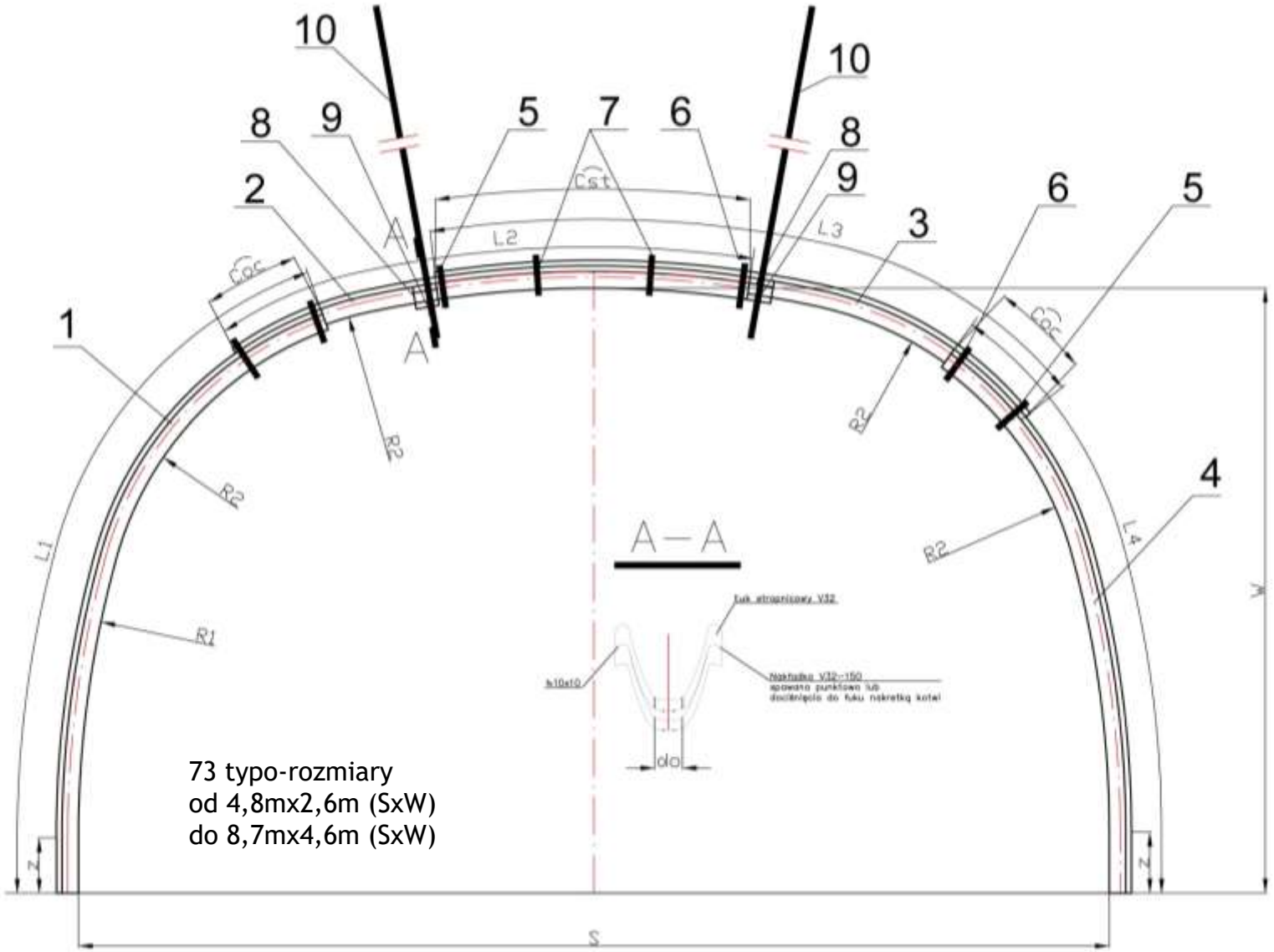
RODZAJE TYPOSZEREGÓW OBUDOWY ŁPSp3R – V32
Odrzwia bez i z przykotwieniem



96 typorozmiarów
od 5,8mx2,6m (SxW)
do 9,5mx5,7m (SxW)

RODZAJE TYPOSZEREGÓW OBUDOWY ŁPSpA

Odrzwia obudowy ŁPSpA-V32/4 z przykotwieniem

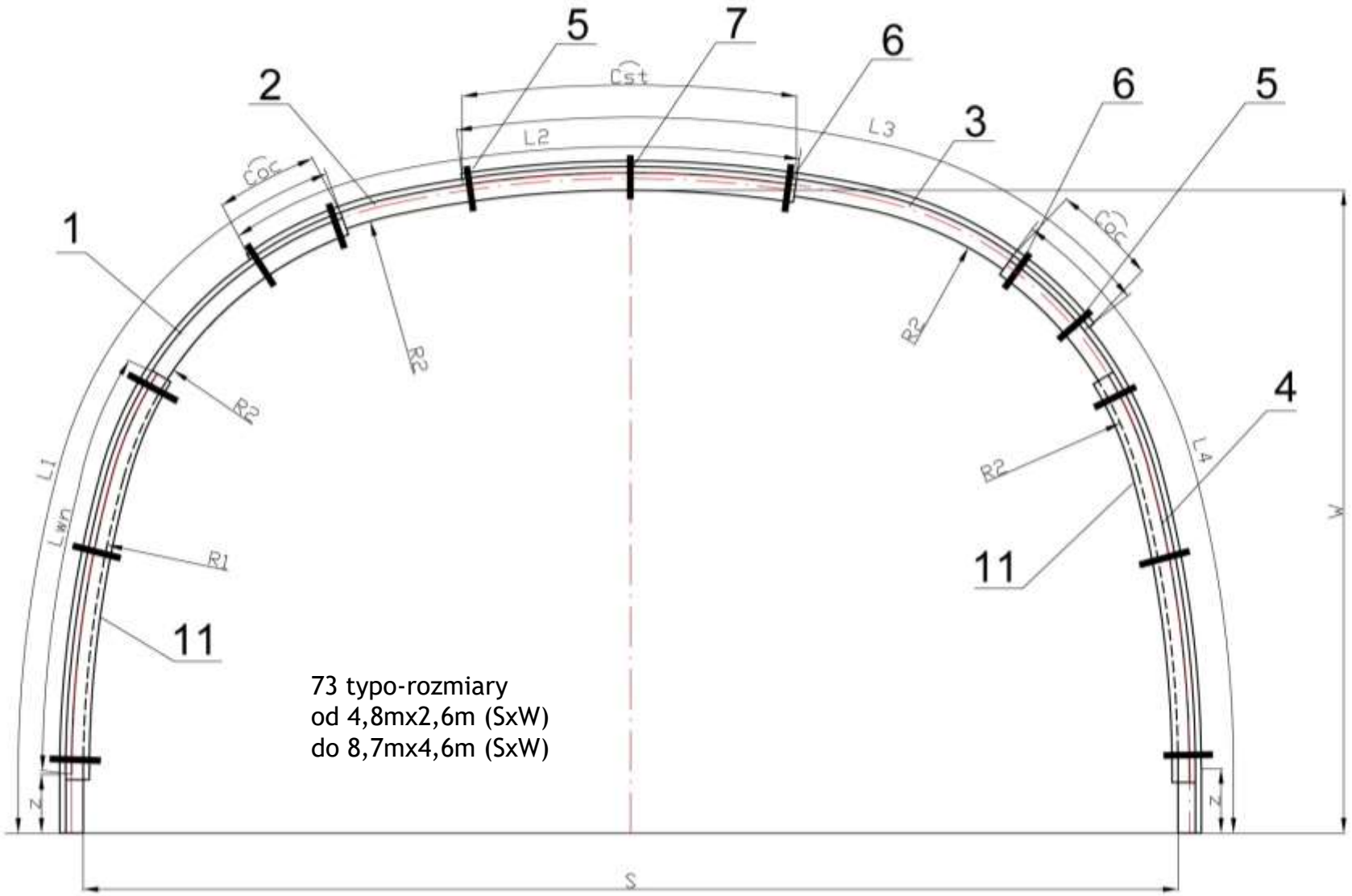


73 typo-rozmiary
od 4,8mx2,6m (SxW)
do 8,7mx4,6m (SxW)

RODZAJE TYPOSZEREGÓW OBUDOWY ŁPSpA

Odrzwia obudowy ŁPSpA-V32/4/2łwn

łuk wzmacniający budowany na obydwu łukach ociosowych

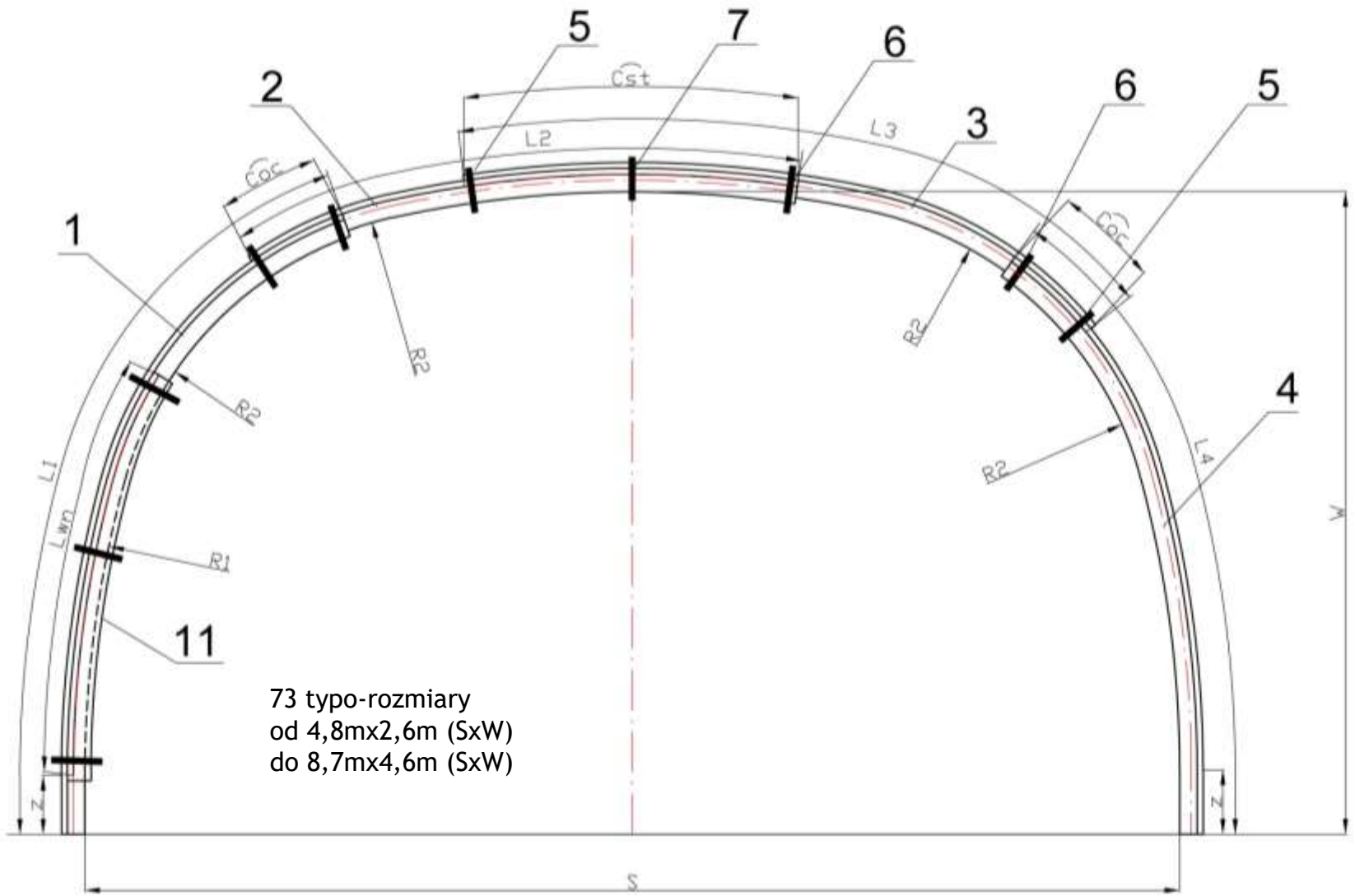


73 typo-rozmiary
od 4,8mx2,6m (SxW)
do 8,7mx4,6m (SxW)

RODZAJE TYPOSZEREGÓW OBUDOWY ŁPSpA

Odrzwia obudowy ŁPSpA-V32/4/1łwn

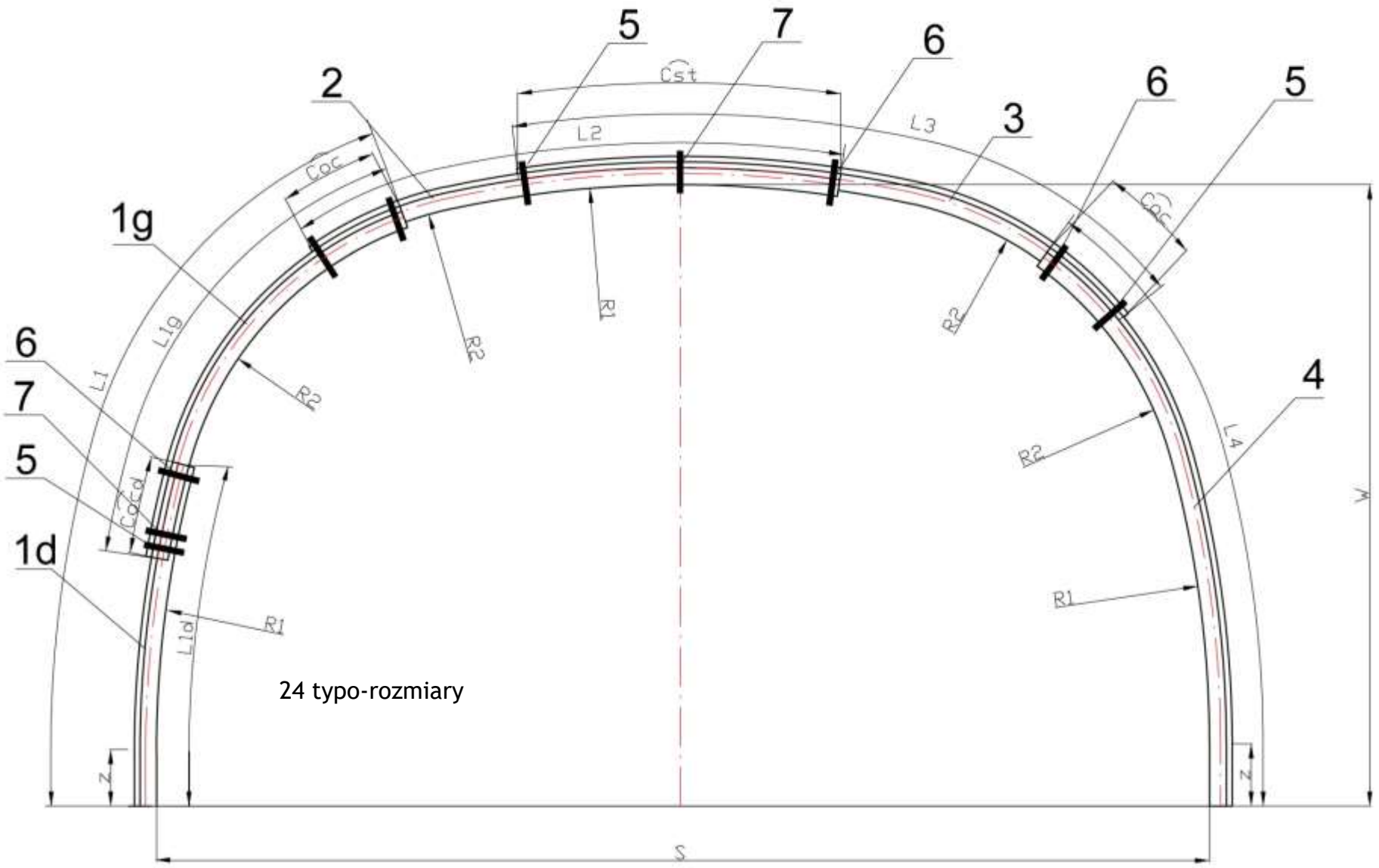
łuk wzmacniający budowany od strony łuku ociosowego dłuższego



73 typo-rozmiary
od 4,8mx2,6m (SxW)
do 8,7mx4,6m (SxW)

RODZAJE TYPOSZEREGÓW OBUDOWY ŁPSpA

Odrzwia obudowy ŁPSpA-V32/5



24 typo-rozmiary

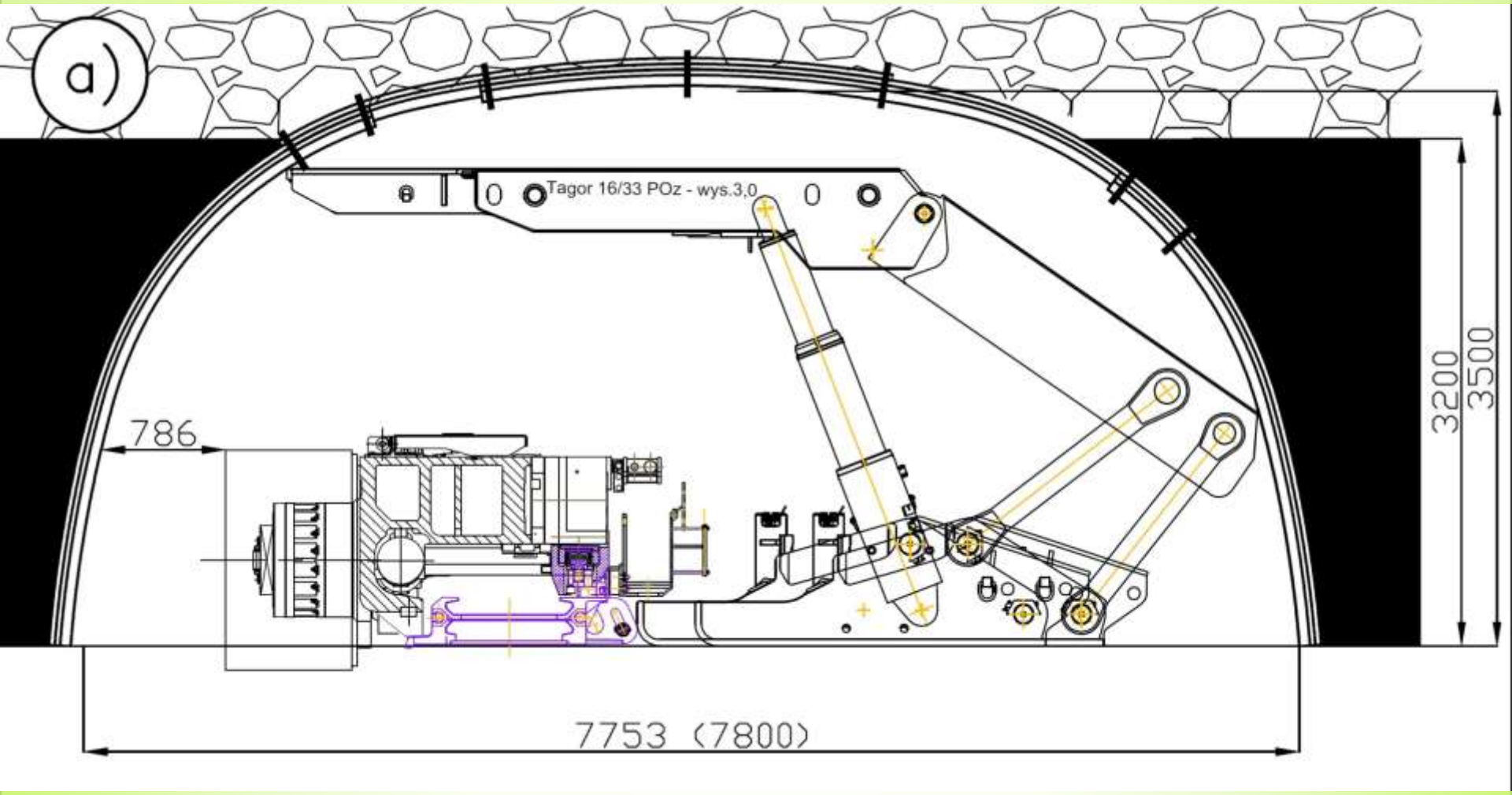


Przecinka dla ściany 354



Zabudowana sekcja obudowy zmechanizowanej w obudowie ŁPSP-V32/4

Przykład zastosowania obudowy ŁPSpA

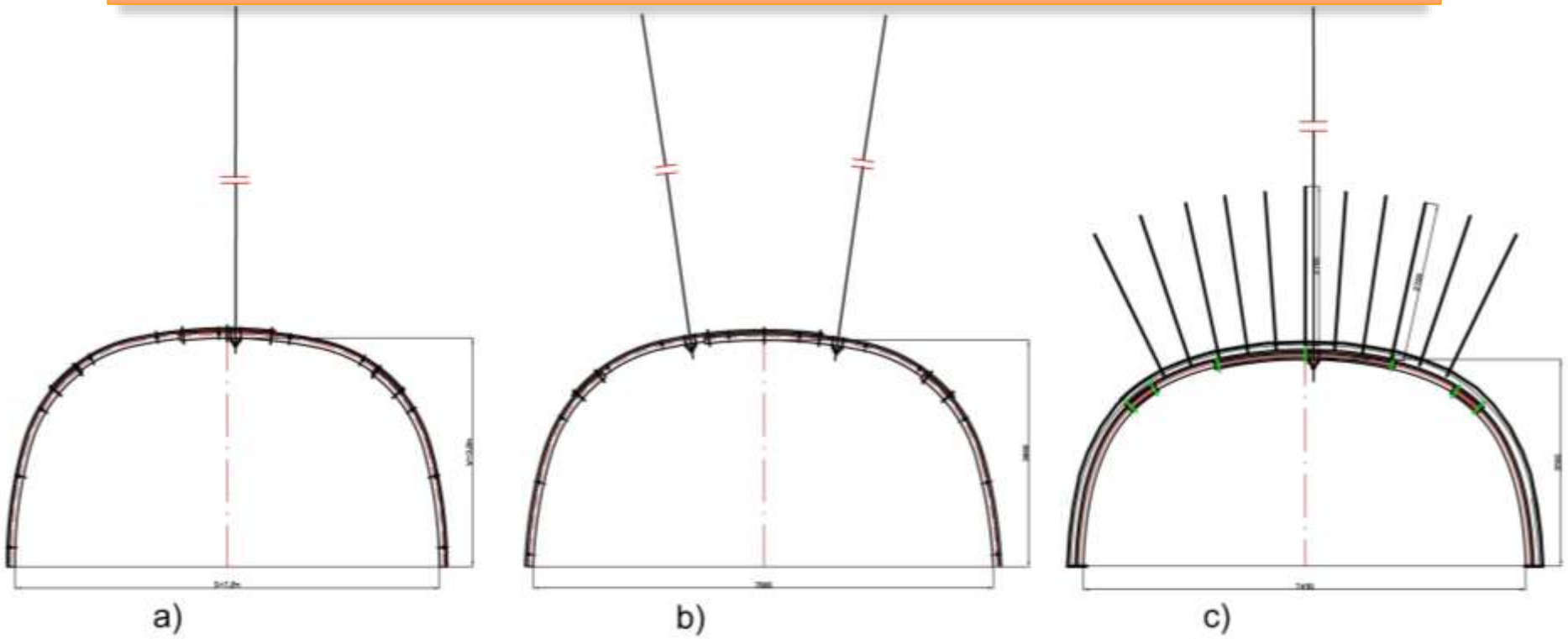


PRZYKŁAD ZASTOSOWANIA OBUDOWY ŁPSpA/V32/4/7,2x3,8



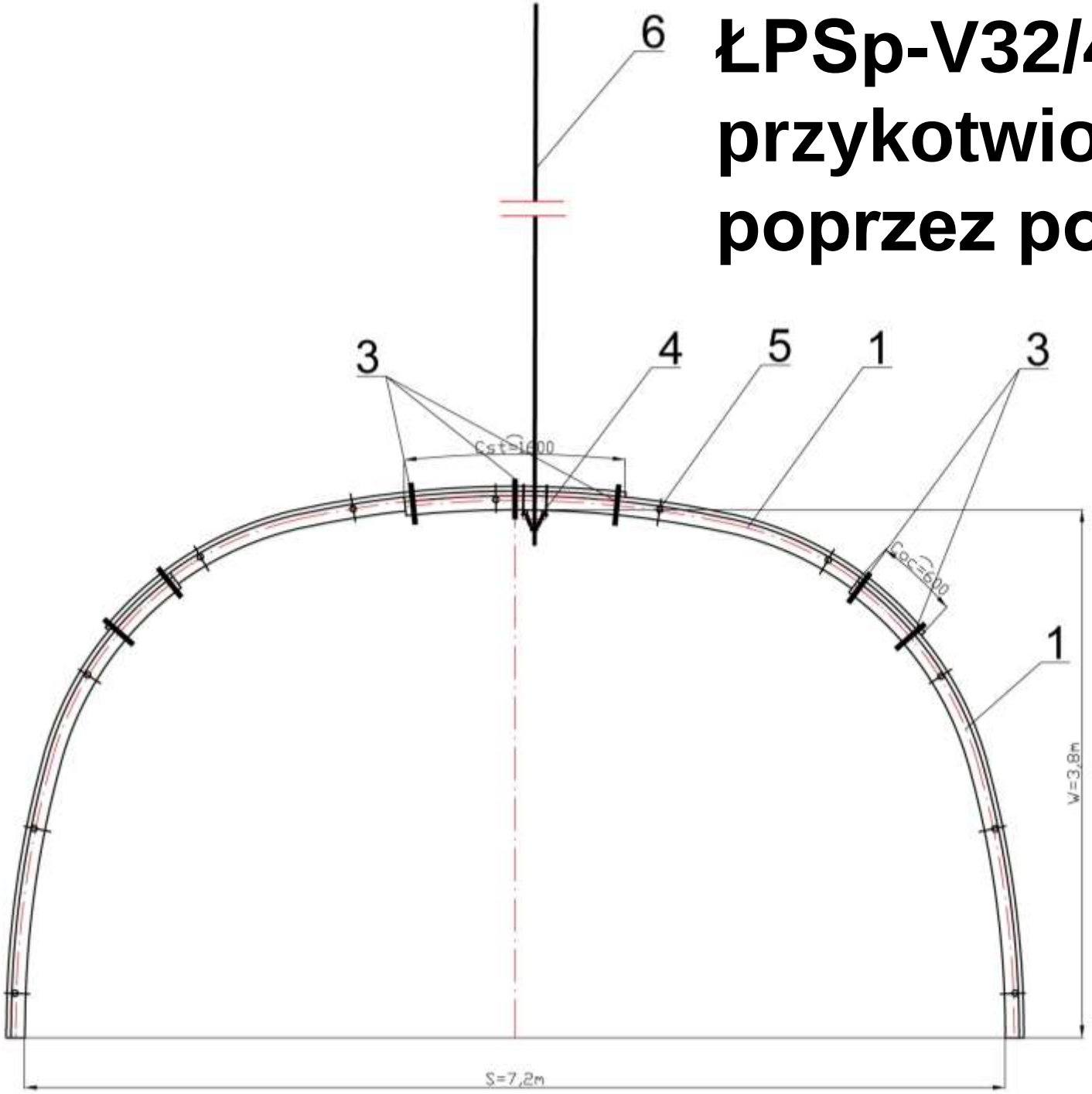
Widok przecinki ściany nr 8 w pokładzie 405/3 w obudowie ŁPSpA/V32/4/7,2x3,8 w rozstawie odrzwi co 0,75 m wzmocnionej stojakami stalowymi co drugie lub trzecie odrzwia

Obudowy podporowo - kotwiowe dla przecinkach ścianowych



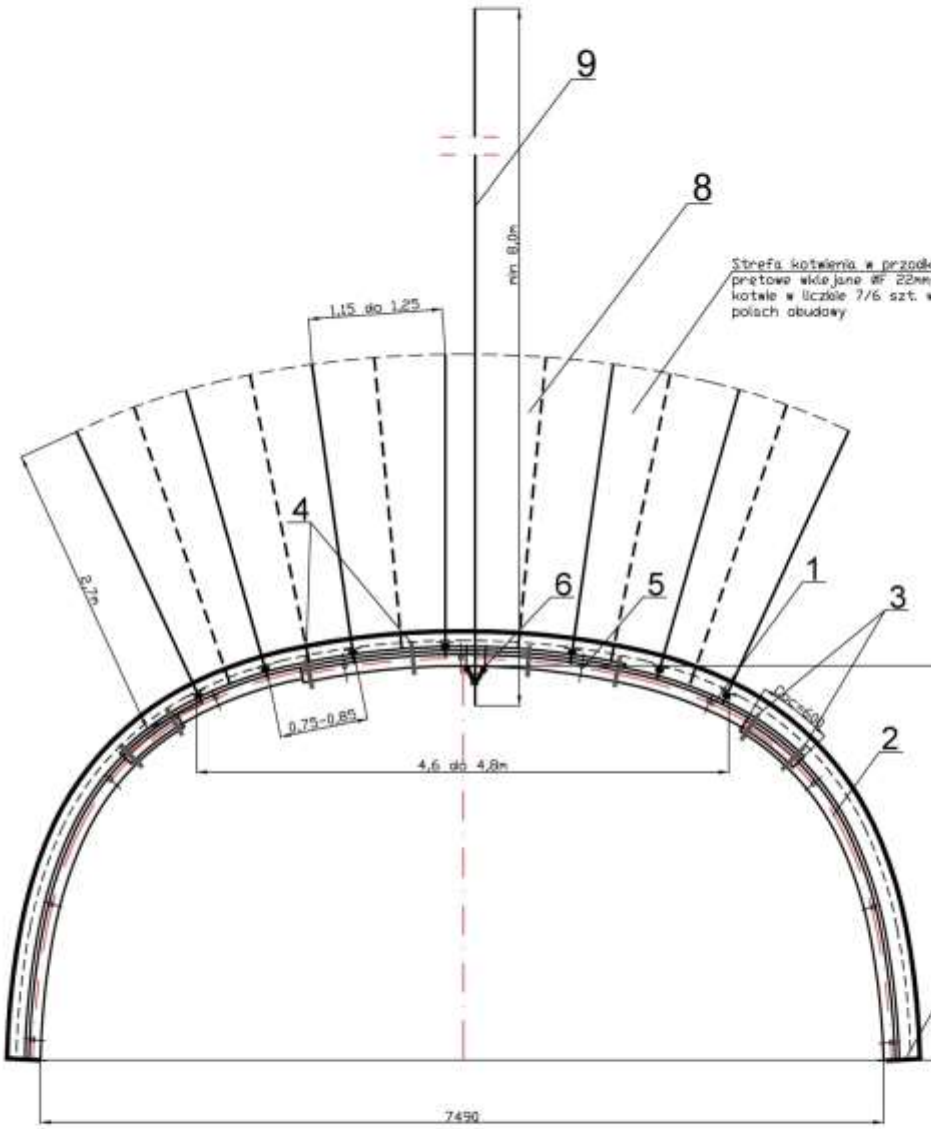
Obudowy podporowo - kotwiowe dla przecinkach ścianowych
a - przykotwienie odrzwi jedną kotwią poprzez podciąg w osi,
b - przykotwienie odrzwi dwoma kotwiami poprzez podciągi,
c - przykotwienie odrzwi jedną kotwią poprzez podciąg w osi z kotwieniem między odrzwiami,

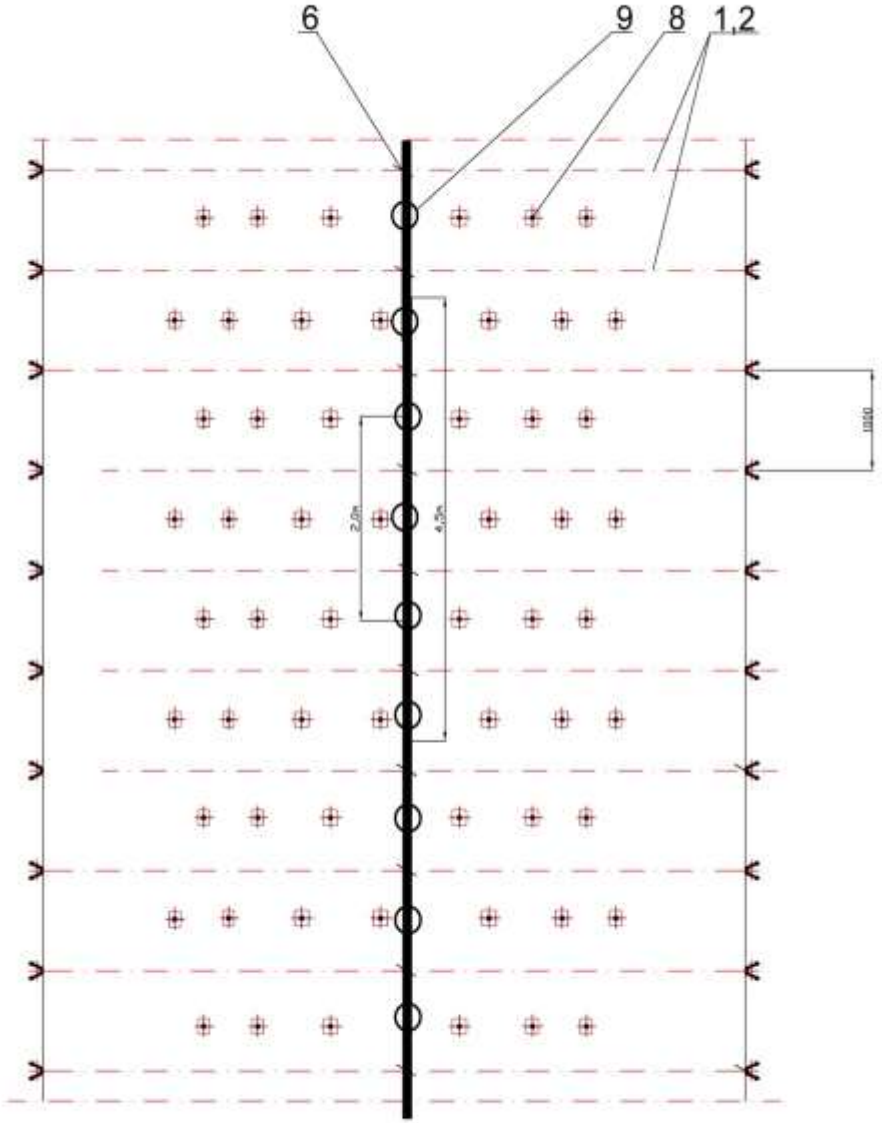
ŁPSp-V32/4/ 7,2x3,8 przykotwiona poprzez podciąg





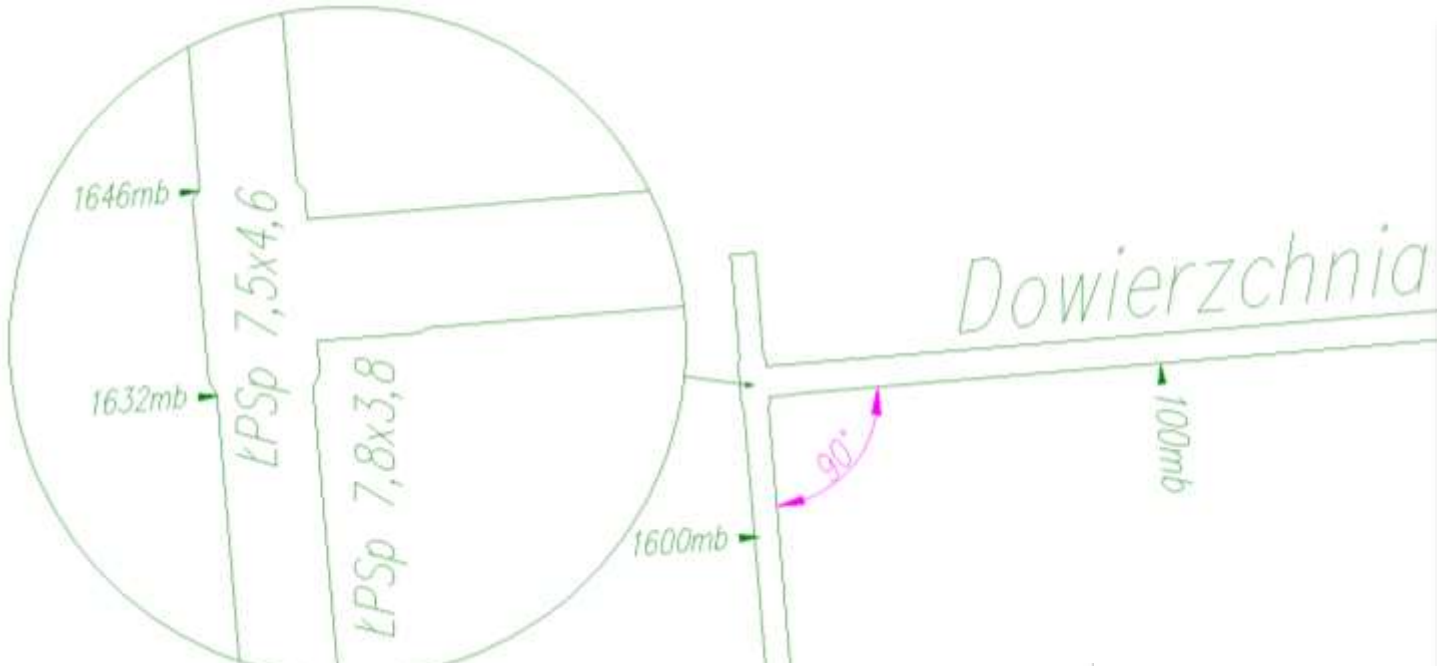
Dow.102, pokł. 325/1


9
8
min 8,0m
Strefa kotwienia w przodk
prętowe wklejane ØF 22mm
kotwie w liczbie 7/6 szt. w
polach obudowy
1,15 do 1,25
4
6
5
1
3
2
2,7m
0,75-0,85
4,6 do 4,8m
7490

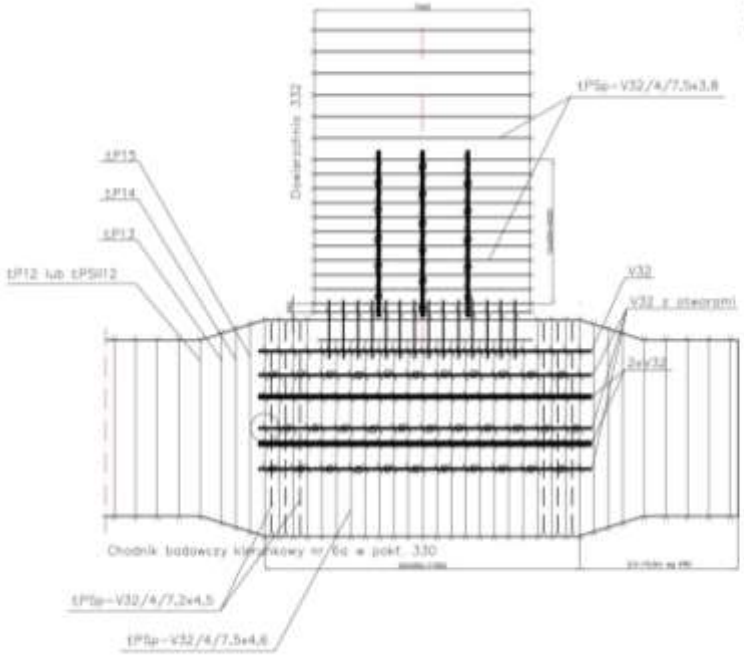

6
9
8
1,2
2,0m
4,5m
1000

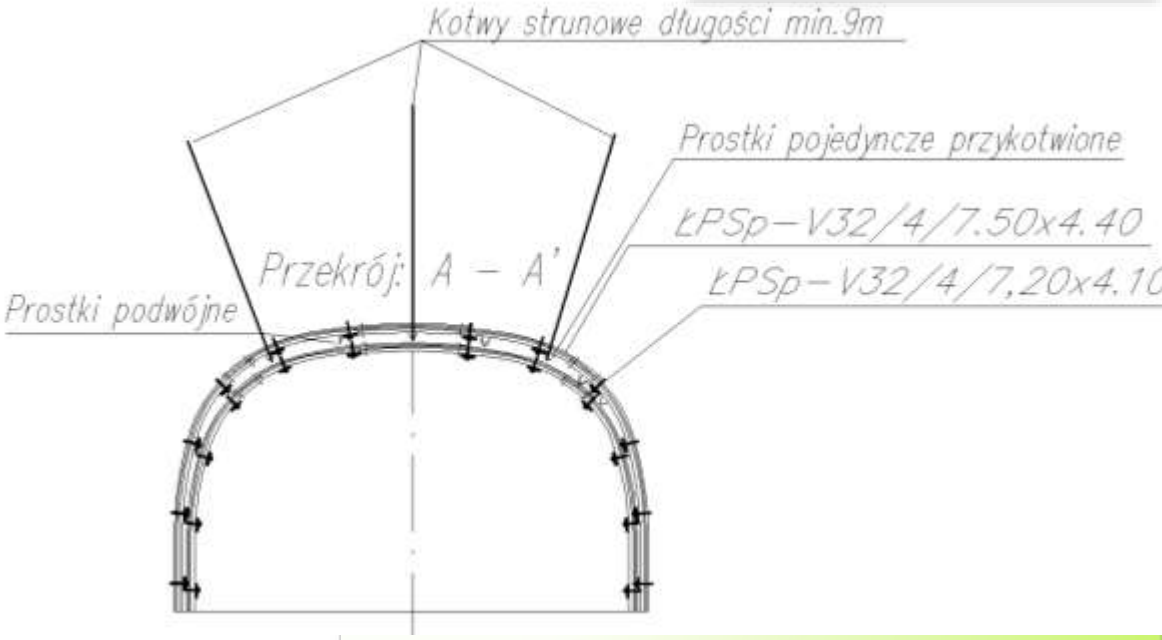


Dow. 334/2, pokł. 330



Poszerzenie skrzyżowania chodnika podścianowego do 7,5m i wysokości 4,6 na wlocie do dowierzchni zbrojeniowej o szerokości 7,8m i wysokości 3,8m







Przecinka badawcza M-2 w pokł. 712/$_{1\text{-}2}$ i 712/1-2 – 713/1 w obudowie ŁPSpA-V32/4/6,5x3,5



Przecinka badawcza M-2 w pokł. 712/$_{1\text{-}2}$ i 712/1-2 – 713/1 w obudowie ŁPSpA-V32/4/6,5x3,5



Zbrojenie przecinki badawczej M-2 w pokł. 712/$_{1\text{-}2 \text{ i } 712/1\text{-}2 – 713/1 \text{ w obudowie ŁPSpA-V32/4/6,5x3,5}}$

PRZYKŁAD ZASTOSOWANIA OBUDOWY ŁPSp3R/V32/4/8,2x3,8



Widok przecinki 15c w pokładzie 405/1 w obudowie ŁPSp3R/V32/4/8,2x3,8 w rozstawie odrzwi co 0,75 m wzmocnionej stojakami stalowymi co drugie odrzwia – etap drążenia

PRZYKŁAD ZASTOSOWANIA OBUDOWY ŁPSp3R/V32/4/8,2x3,8



Widok przecinki 15c w pokładzie 405/1 w obudowie ŁPSp3R/V32/4/8,2x3,8 w rozstawie odrzwi co 0,75 m wzmocnionej stojakami stalowymi co drugie odrzwia – etap zabudowy

PRZYKŁAD ZASTOSOWANIA OBUDOWY ŁPSp3R/V32/4/8,2x3,8



Widok przecinki 15c w pokładzie 405/1 w obudowie ŁPSp3R/V32/4/8,2x3,8 w rozstawie odrzwi co 0,75 m wzmocnionej stojakami stalowymi co drugie odrzwia – etap zabudowy









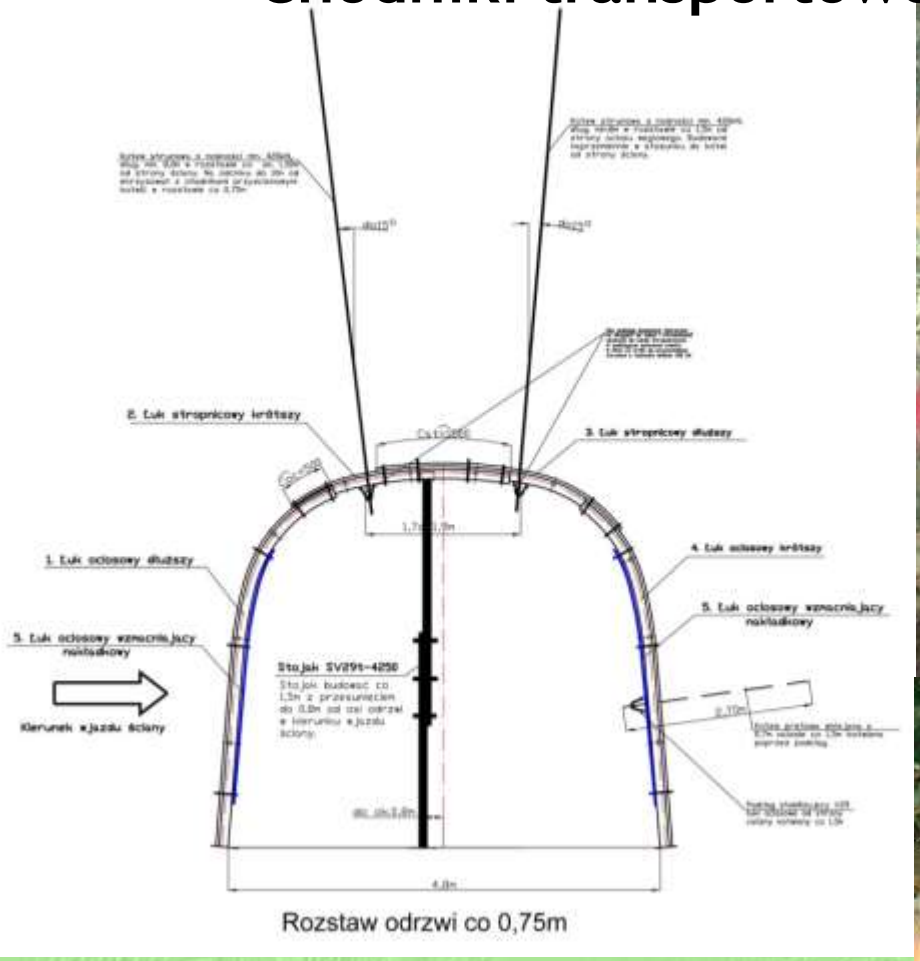
Rozcinki transportowe do likwidacji ścian



Obudowa ŁPSpA V36/32

asymetryczna łukowo - prosta

Chodniki transportowe do wyzbrojenia ścian



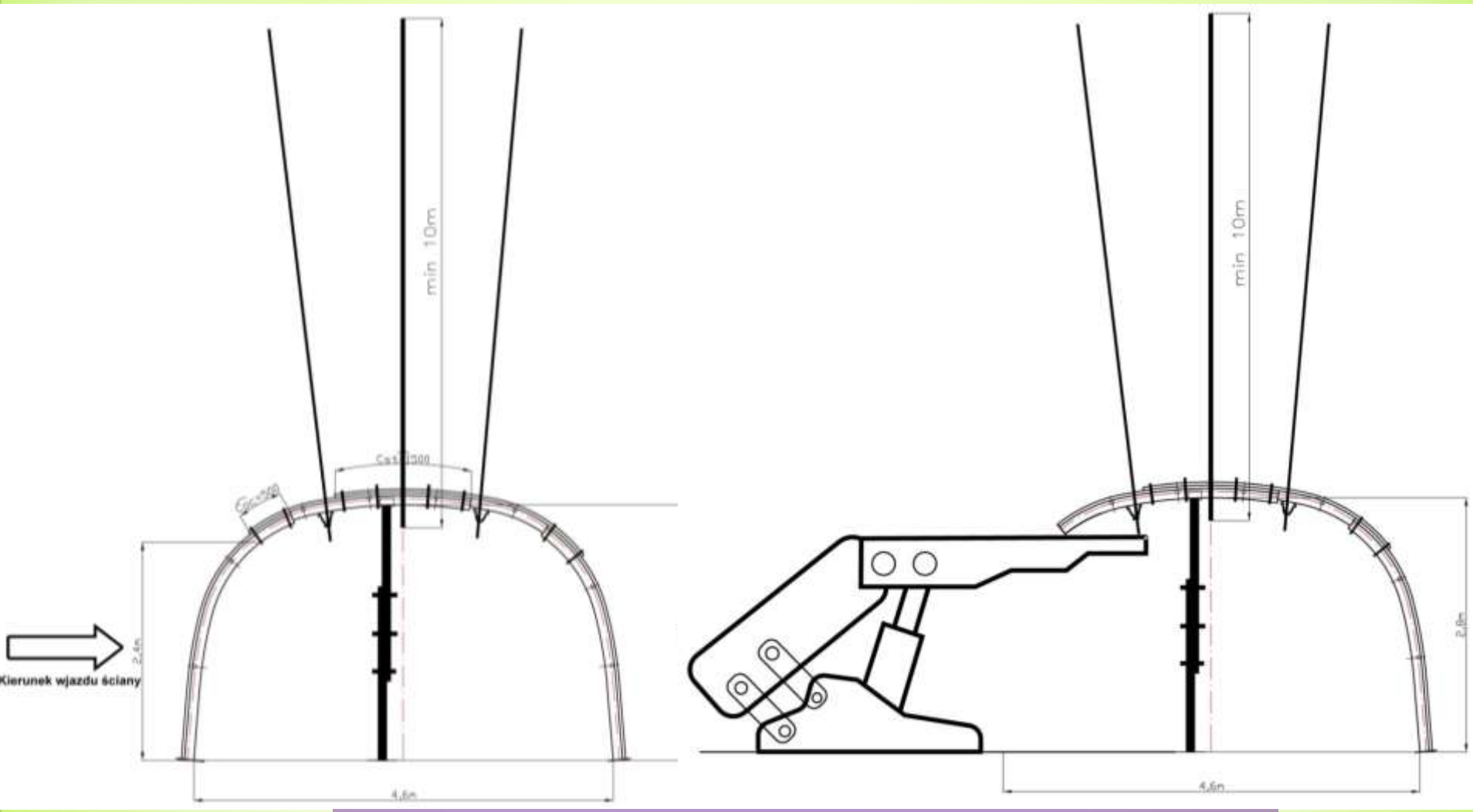




Rozwiązania konstrukcji obudowy chodnika transportowego (wyjazdowego) ściany nr 338 w pokładzie 209

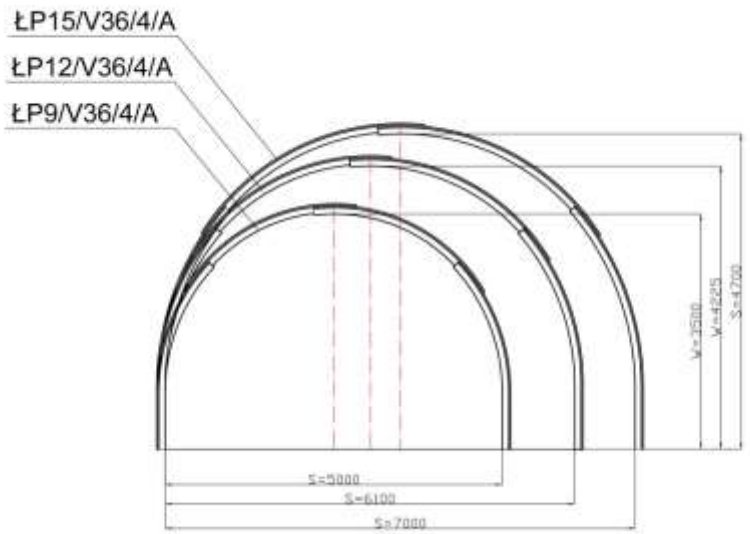
ŁPSpA-V32/4,8x4,1

Chodniki na wybiegu ściany

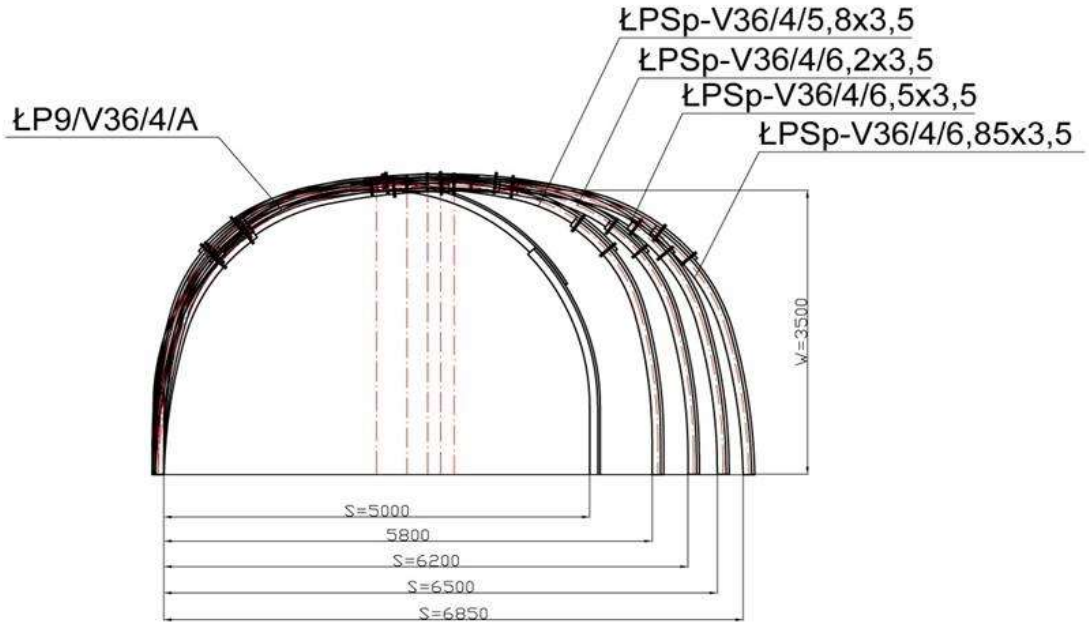


Odrzwia ŁPSpA/V36/32/4
S=4,8 max 5,5m

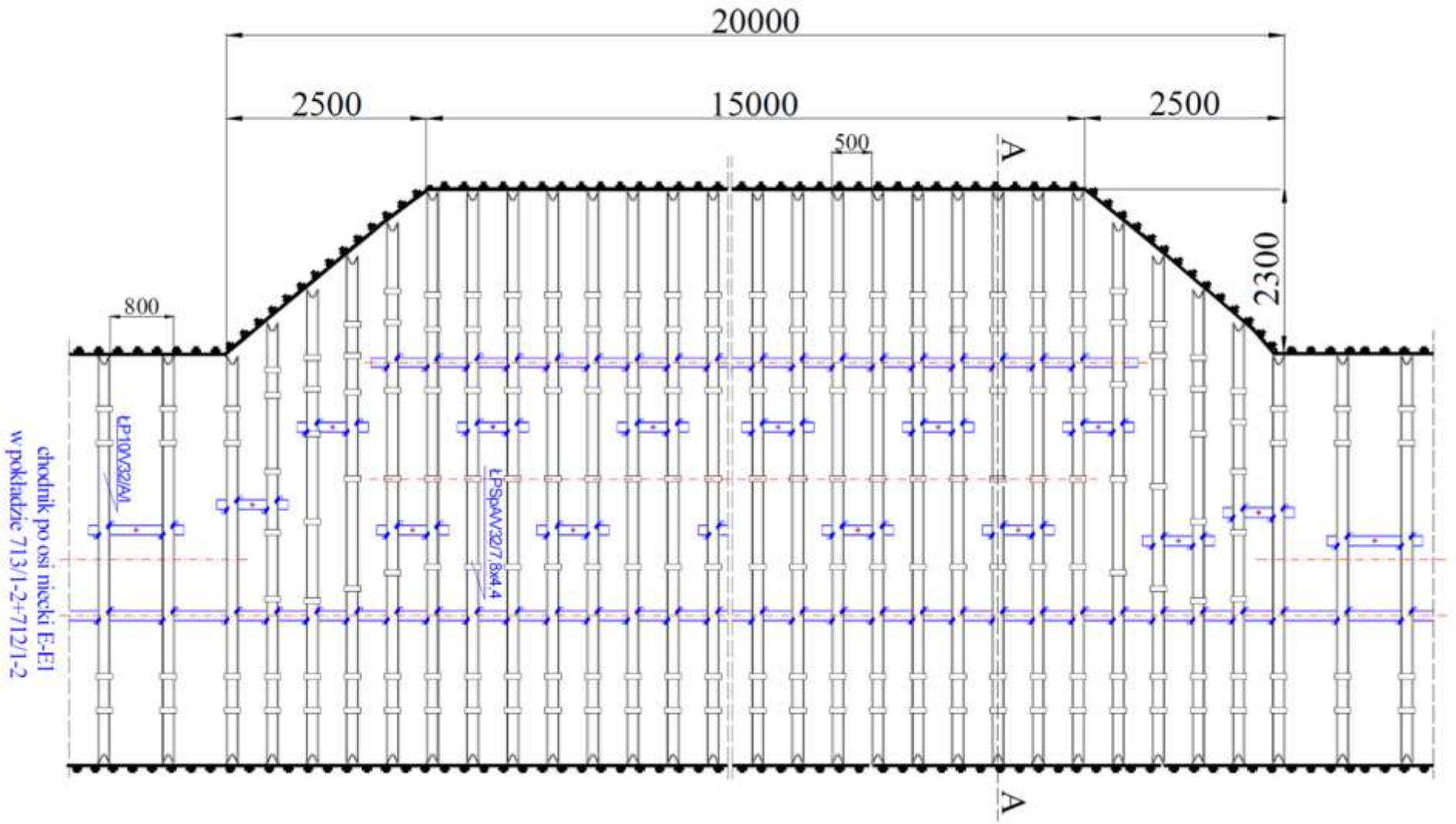
POSZERZENIA TECHNOLOGICZNE CHODNIKÓW



Zachowanie równego stropu
- rozwiązanie powszechnie stosowane



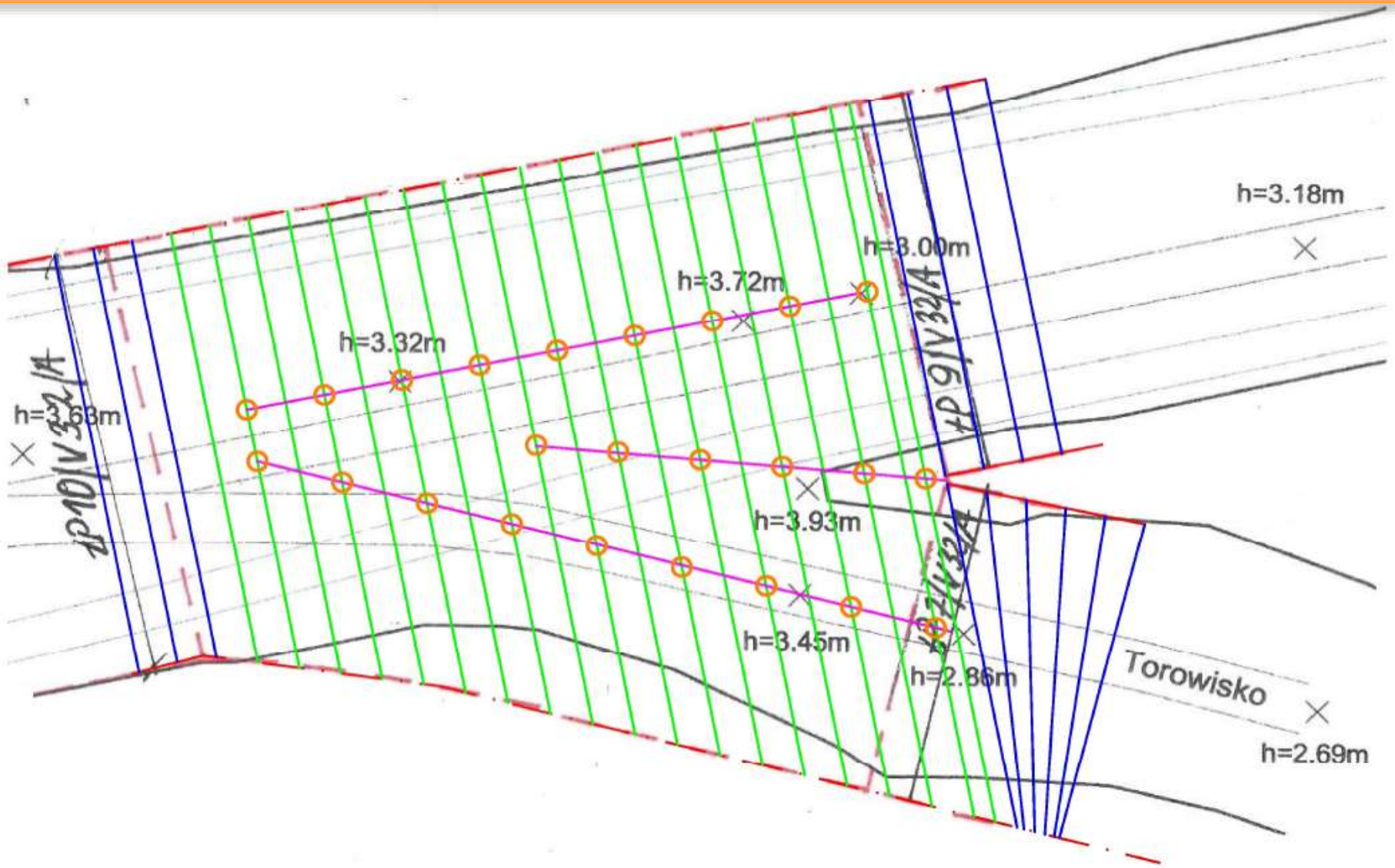
Poszerzenia technologiczne chodników



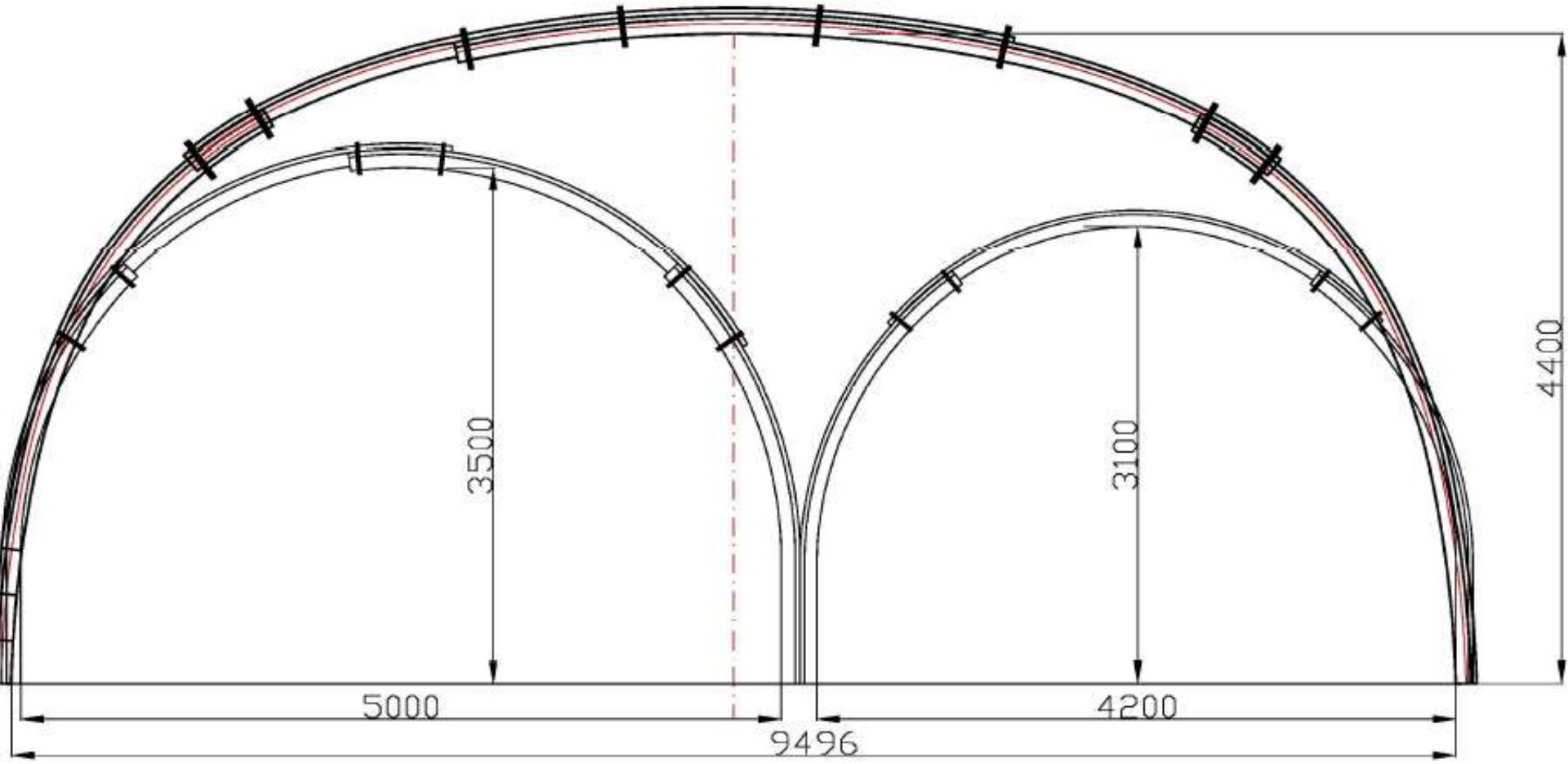
Poszerzenia technologiczne chodników



Odgałęzienie wyrobisk korytarzowych w odrzwiach obudowy ŁPSp lub ŁPSp3R do szerokości 9,2m z kształtownika V32 lub V36



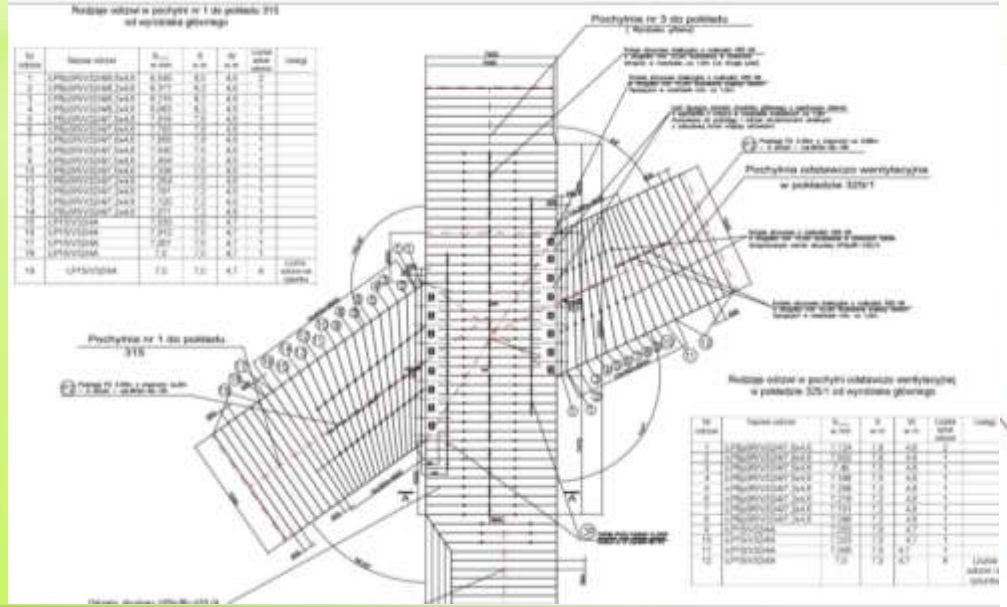
Schemat zabudowy skrzyżowania palmowego

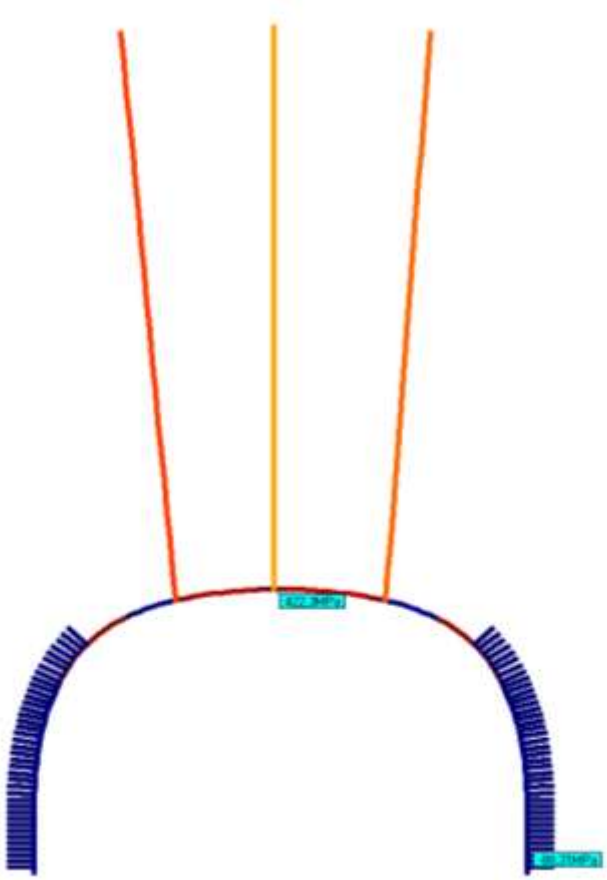


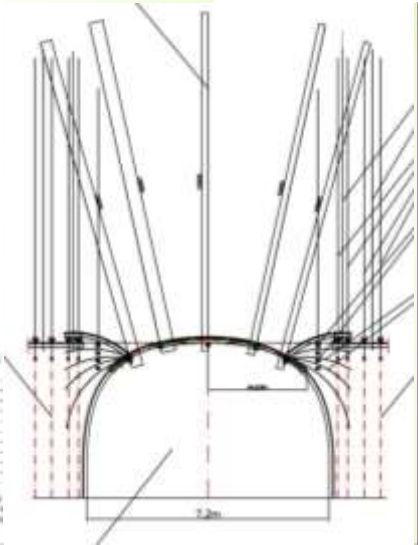
Odgałęzienie wyrobisk korytarzowych w odrzwiach obudowy ŁPSp3R do szerokości 9,2m z kształtownika V32 lub V36

Skrzyżowania chodników

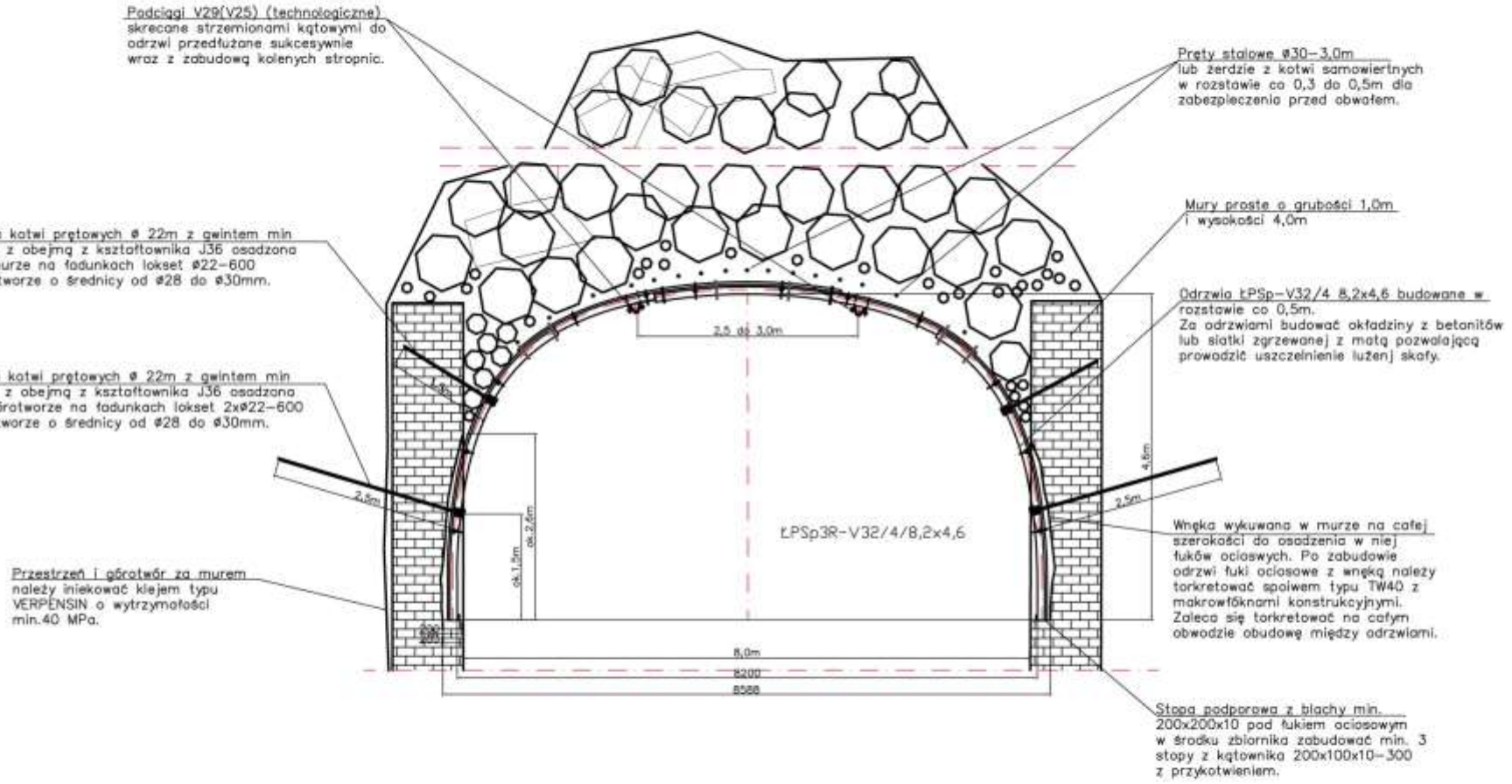








Obudowa P-Pk odrzwia ŁPSp, ŁPSp3R



UWAGA!
Po zabudowie wszystkich odrzwi dodatkową poprawę stateczności należy uzyskać przez:
- zabudowę minimum 5–ciu podciągów V32 i odrzwia policyjne,
- pełne podsadzenie spoiwem wiążącym i planką przestrzeni nad obudową,
- powiązanie odrzwi i muru za pomocą betonu.

Należy skontrolować nośność kotwi wklejanych do muru i do górotworu (siła wyrywania min.120 kN). Przestrzeń między murem i gorotworem zaleca się iniekować klejem typu Verpensin o wytrzymałości min. 40 MPa.
Zaleca się zabudowę podciągów ociosowych z otworami i przykotwienia odrzwi kotwiami strunowymi iniekcyjnmi do ociosu na odległość do 5m od obrysu zawału,

Rys. 6.1.	Rozwiązanie przykotwienia odrzwi obudowy ŁPSp3R–V32/4/8,2x4,6 z posadowionych na stopach stalowych na murze ociosowym .

* Obudowa podporowo - kotwowa Pochylni zbiorczej F w pokładzie 501

1 - odrzwia ŁPSp3R-V32/6,2x4,1. ŁPSp3R-V32/6,5x4,1 lub o mniejszych gabarytach w rozstawie co 1,0m w strefach uskokowych i zaburzeń w rozstawie maksimum 0,75m.

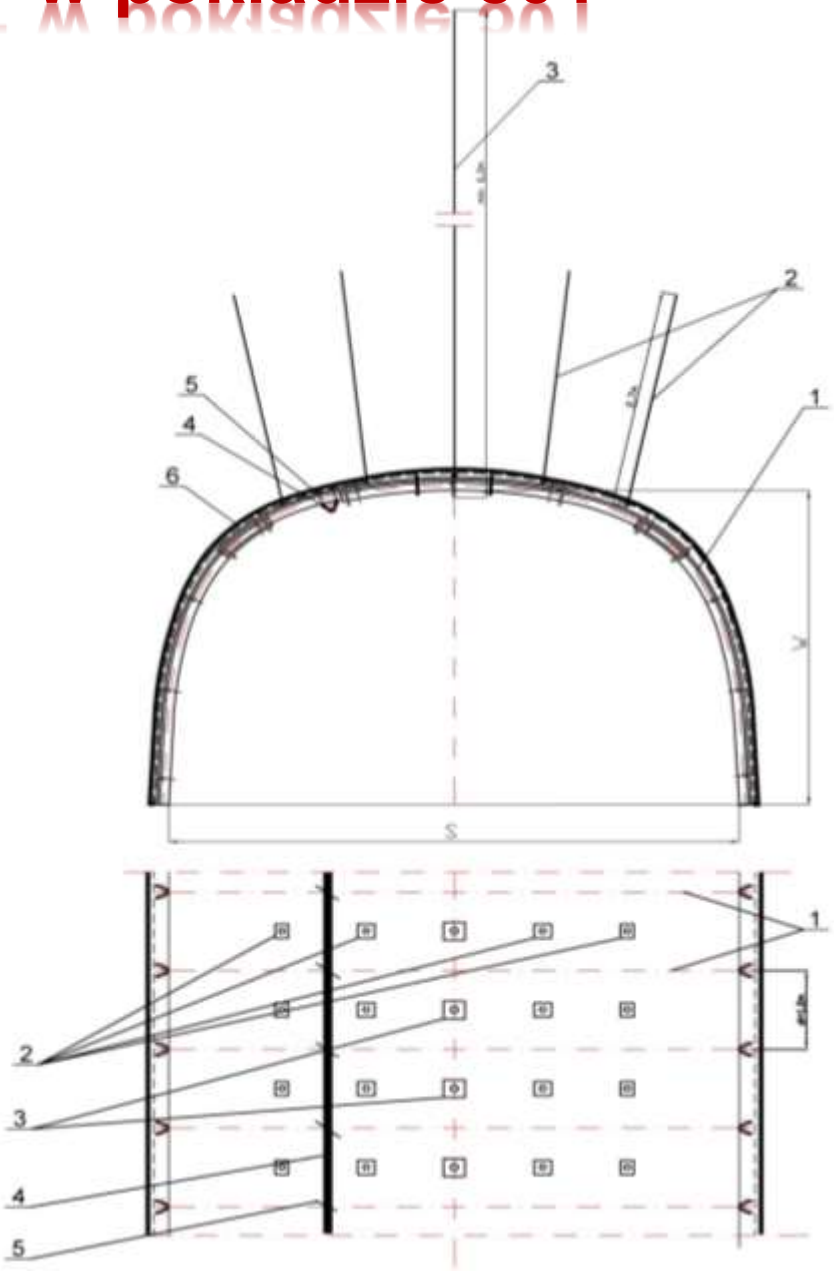
2 - kotwie prętowe wklejane ϕ22mm o dł. 2,7m 4 sztuki w rzędzie między odrzwiami o nośności 250 kN

3 - kotew strunowa w osi o długości min. 6,0m i nośności 400kN.

4 - podciąg stalowy na długości odrzwi.

5 - strzemiona ukośne łączące podciąg z odrzwiami,.

6 - siatka zgrzewana



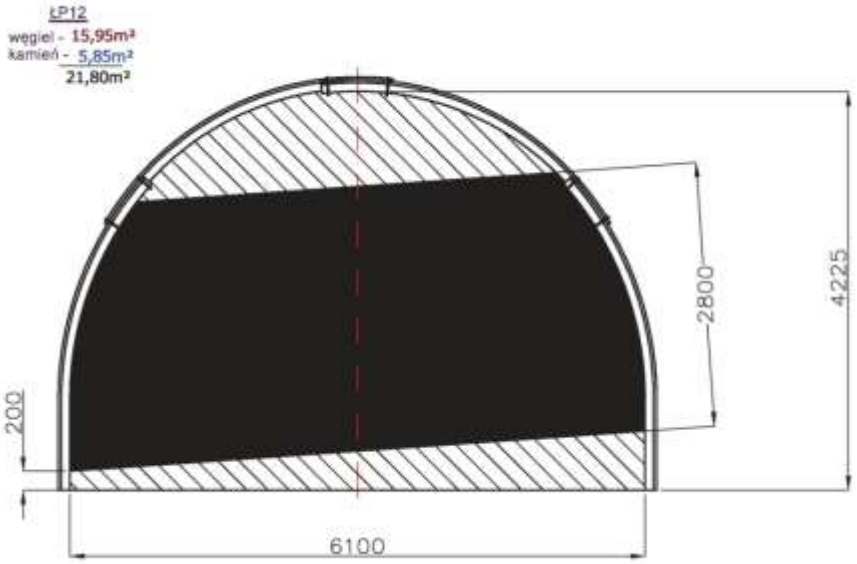


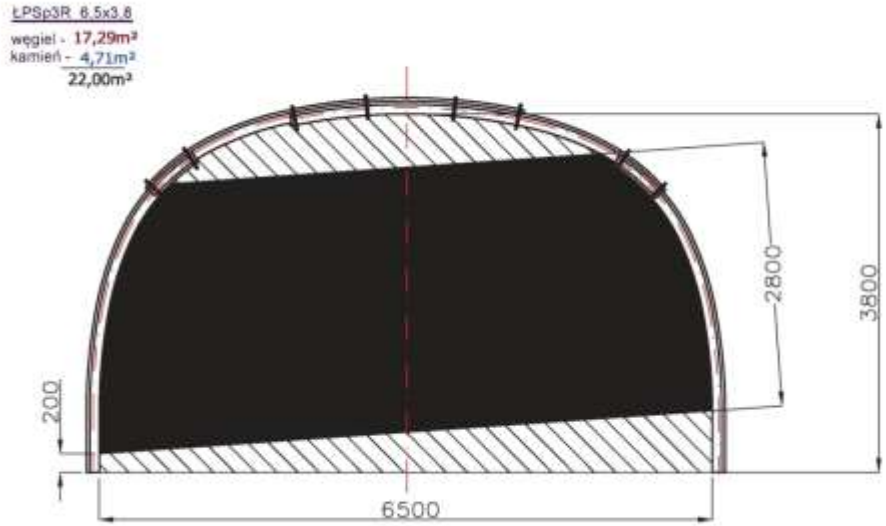
Widok pochylni zbiorczej F w pokładzie 501



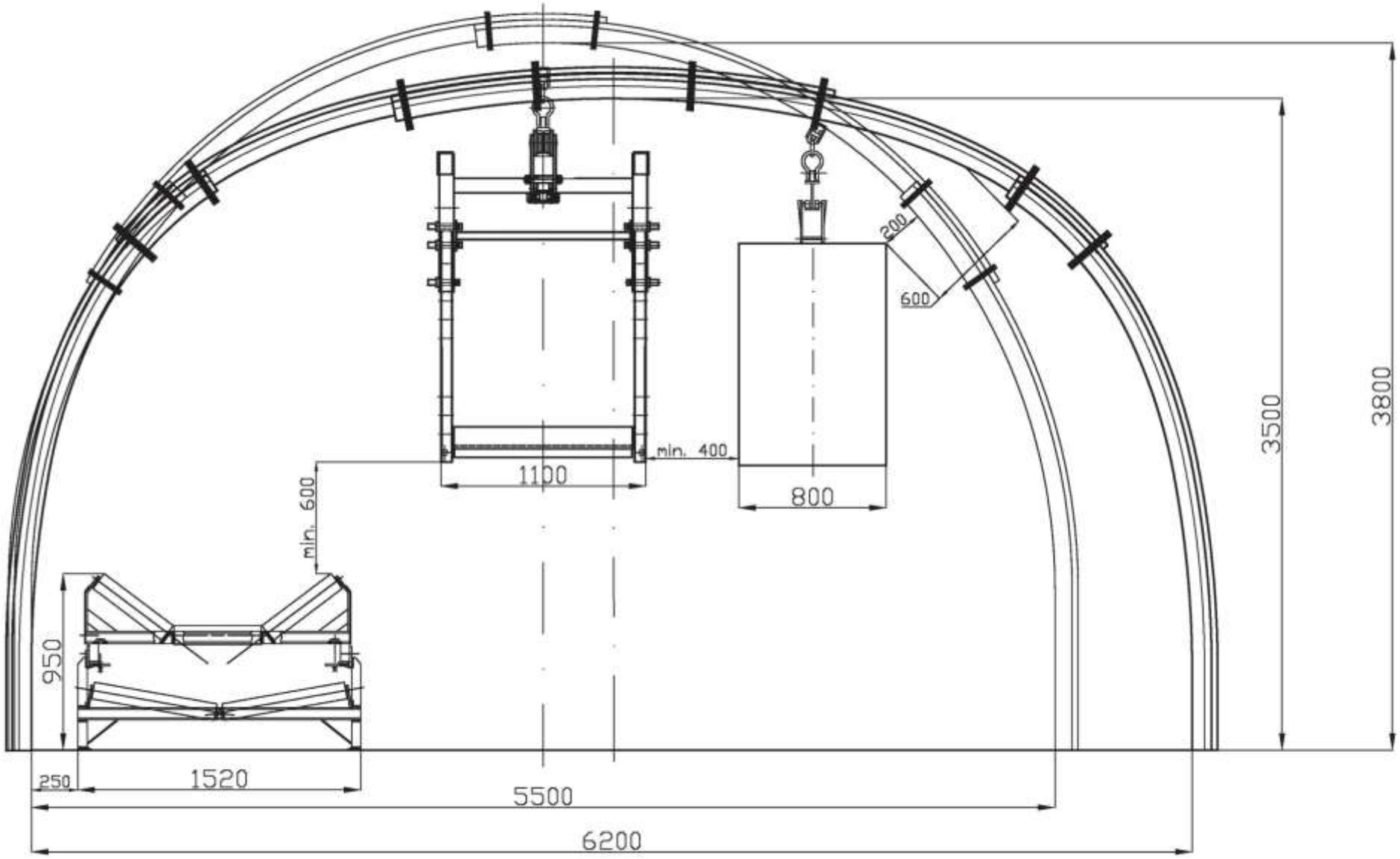
Kotwienie między odrzwiami wpochylni zbiorczej F w pokładzie 501

Udział kamienia i węgla w przekroju obudowy porównanie ŁPSp3R 6,5x3,8 i ŁP12



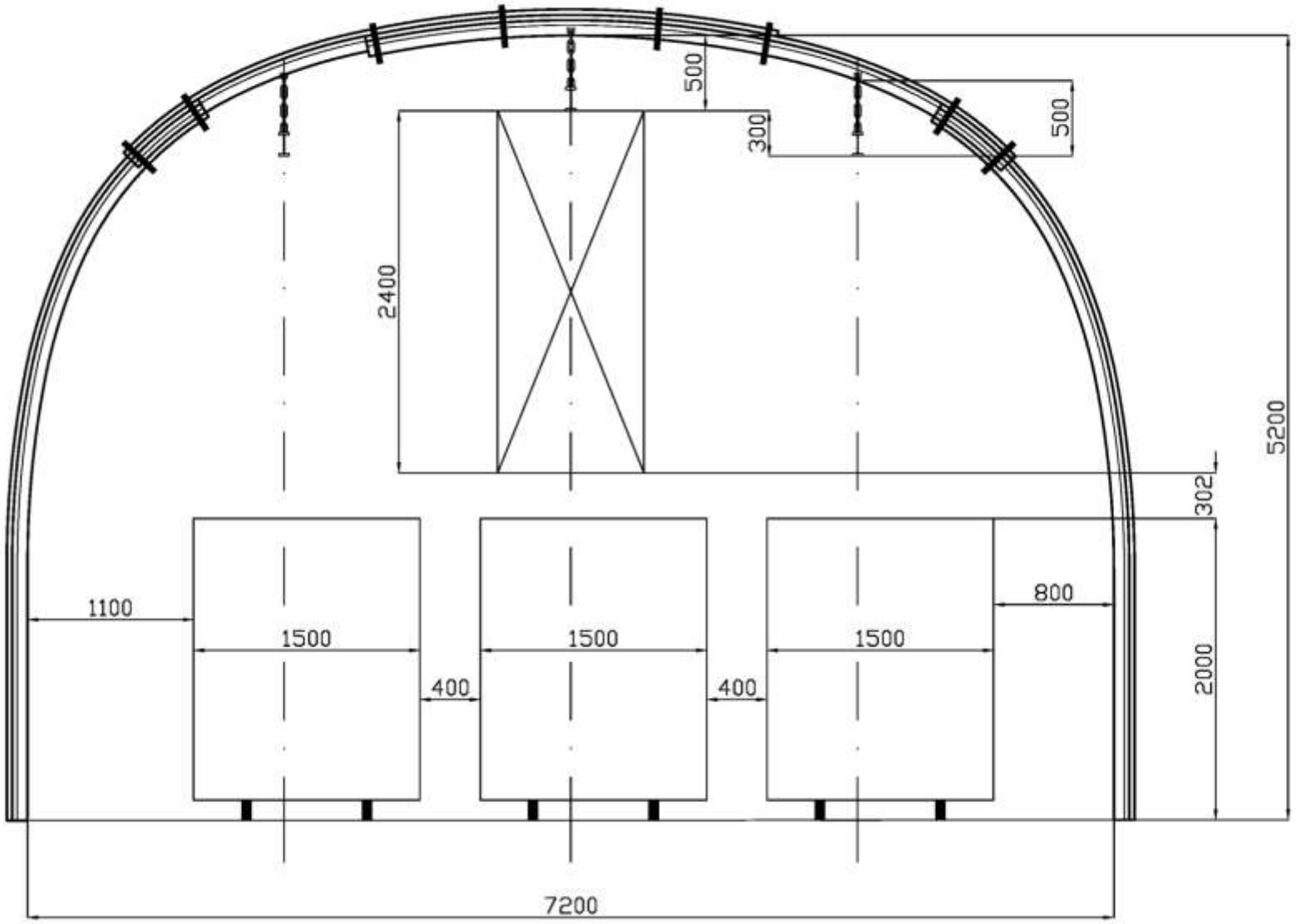


Możliwości innego rozmieszczenia urządzeń w chodniku



KWK Rydułtowy – Objazd północny I, poz. 1150m

ŁPSp3R/V32/4/7,2x5,2





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



Przecinka zbrojeniowa

W obudowach spłaszczonych o kształcie łukowym (nie narożnikowym) opatentowanych na Politechnice Śląskiej produkowanych na licencji z własnej dokumentacji techniczno – ruchowej przez ETG Sp. z o.o. uzyskano korzystne:

- **zwiększenie nośności (zwłaszcza zsuwnej),**
- **korzystny poszerzony przekrój**
- **zwiększone bezpieczeństwo,**
- **korzystną możliwość wzmocnienia,**
- **łatwą i korzystną adaptację do zmiennych warunków geologiczno górniczych,**
- **bezpieczną technologię wykonania,**
- **możliwość wszechstronnego zastosowania w różnych wyrobiskach.**

Kierunkiem dalszego rozwoju jest:

- wykorzystanie obudowy łukowej spłaszczonej a zwłaszcza ŁPSp3R jako systemu obudowy podporowo - kotwiowej PK połączonej z przykotwianiem obudowy jako systemu P-Pk przy utrzymywaniu chodników przyścianowych w jednostronnym otoczeniu zrobów,

- zwiększenie postępów drążonych przodków przez zastosowanie zintegrowanych technologii w zakresie montażu i transportu obudowy w przodku, kotwienia i wykonywania wykładki.

Practical aspects of applying ŁPSp and ŁPSp3R flattened arch yielding supports in mines

Abstract

ŁPSp and ŁPSp3R flattened arch yielding supports that are applied in practice since 2010 have found a broad use in special-purpose and linear headings. Six basic types of flattened arch supports allow for their selection depending on the varying geological and mining conditions in deep mines.

Based on a series of practical applications, the article discusses flattened support solutions adjusted for the application in opening longwall crosscuts, closing longwall crosscuts, in broadening the headings, in longwall gates, straight and diagonal crossings, branching, Y junctions and in chambers. The flattened shape of the lining allows for a favourable adjustment of the structure to coal seams, especially those with low inclination, where, in comparison to ŁP-type arch supports, less barren rock ripping is required and the increased width allows for favourable travel of machines in the heading. The observations made up to now indicate that at large depths, flattened supports with bolting are a favourable solution due to their high bearing capacity and stability. Bolting the supports may be conducted both by means of independent girders mounted to the sets of the lining and by means of orifices made in the arches behind the middle joint or in the middle joint itself (overlap of the roof bars).



DZIĘKUJEMY ZA UWAGĘ

Szkoła Eksploatacji Podziemnej
26 do 28 luty 2018r KRAKÓW

Obudowa łukowa spłaszczona asymetryczna ŁPSpA do przecinek ścianowych zbrojeniowych głębokich kopalń węgla kamiennego

Głuch Piotr
PRO-KOM P.P.-W., Paniówki

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

Giza Damian
FAMUR S.A., Katowice

STRESZCZENIE: W przecinkach ścianowych zbrojeniowych służących do rozpoczęcia biegu ściany do około 2010 roku stosowano zróżnicowane rozwiązania obudów, jak: ŁP, ŁPKO, ŁPrP, ŁProA, ŁProB, ŁPrw, ŁPrP/V32, OŁS i inne.

W wyniku doświadczeń, obserwacji, badań jak również innowacyjnego podejścia do rozwiązania nowoczesnych konstrukcji obudów podporowych spłaszczonych, opracowano typoszereg obudów ŁPSp i ŁPSp3R z kształtowników V32 i V36. W okresie 7 lat stosowania obudów ŁPSp stwierdzono, że dla przecinek ścianowych z dużego wachlarzu obudów ŁPSp wybierana jest konstrukcja obudowy ŁPSpA-V32/4 (łukowa podatna, spłaszczona, asymetryczna, czteroczęściowa) w której każdy łuk ma inny gabaryt. Typoszereg obudowy ŁPSpA składa się z 73 typorozmiarów dla odrzwi czteroczęściowych i z 24 typorozmiarów dla odrzwi pięcioczęściowych Gabaryty odrzwi mogą być wykonane od szerokości 4,8 m do 8,7 m przy wysokości od 2,6 m do 4,6 m z możliwością wykonywania rozmiarów pośrednich. Obudowa z odrzwi ŁPSpA może być wykonywana bez i z przykotwieniem. Badania stanowiskowe nośności odrzwi przeprowadzone w stanie podatnym i usztywnionym bez i z przykotwieniem, wykazały wysoki współczynnik wykorzystania nośności odrzwi, który dla konstrukcji obudowy z przykotwieniem przekracza wartość 1. Praktyczne zastosowanie obudowy przedstawiono na przykładzie przecinek zbrojeniowych w JSW S.A. KWK „Knurów – Szczygłowice" [2, 3].

SŁOWA KLUCZOWE: budownictwo podziemne, obudowa

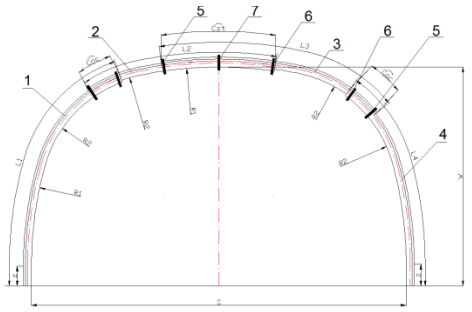
1. WSTĘP

W polskim górnictwie węglowym w ostatnich trzech latach powszechne zastosowanie jako obudowy przecinek zbrojeniowych ścianowych znalazły obudowy łukowe podatne spłaszczone, asymetryczne oznaczone symbolem ŁPSpA. Obudowa ŁPSpA powstała na bazie typoszeregu obudowy ŁPSp i dzięki korzystnym parametrom geometrycznym, wytrzymałościowym i technologicznym znalazła duże zastosowanie praktyczne.

2. ODRZWIA TYPOSZEREGU ŁPSpA

2.1. Rozwiązanie obudowy ŁPSpA-V32/4, ŁPSpA-V32/5, ŁPSpA-V32/4/2łwn, ŁPSpA-V32/4/1łwn

Odrzwia obudowy ŁPSpA-V32/4 lub ŁPSpA-V32/5 bez i z przykotwieniem są wykonane z kształtownika V32 lub V36 jako czteroczęściowe lub pięcioczęściowe, [1]. W skład odrzwi czteroczęściowych (rys. 1) wchodzą dwa łuki stropnicowe i dwa łuki ociosowe, które po założeniu na siebie odpowiednich odcinków skręcane są za pomocą strzemion śrubami z odpowiednim momentem dokręcenia. Łuki są wyginane i cięte na odpowiedni wymiar zgodny z dokumentacją techniczno-ruchową. Konstrukcja obudowy posadowiona jest na stopach podporowych lub w przypadku, gdy wytrzymałość skał spągowych jest odpowiednio wysoka bezpośrednio na spągu. Odrzwia obudowy zaprojektowano tak, że przeciwległe złącza ociosowe obudowy znajdują się na innej wysokości. Rozwiązanie takie pozwala zmniejszyć wysokość strzałki łuków stropnicowych z jednej strony ociosu pozwalając korzystniej usytuować obudowę zmechanizowaną i rozpocząć bieg ściany. Odrzwia mogą być wykonywane bez i z przykotwieniem poprzez otwór wykonany w stropnicy odrzwi.



Rys. 1. Odrzwia ŁPSpA-V32/4 (czteroczęściowe): 1 - Łuk ociosowy dłuższy, 2 - Łuk stropnicowy krótszy, 3 - Łuk stropnicowy dłuższy, 4 - Łuk ociosowy krótszy, 5 - Strzemię dolne, 6 - Strzemię górne, 7 - Strzemię środkowe

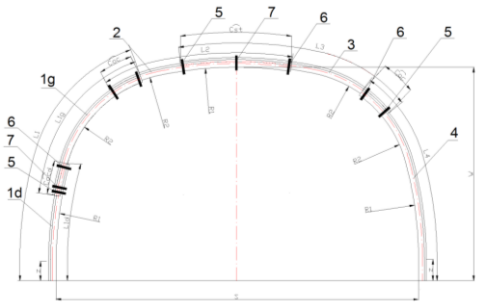
Dla konstrukcji obudowy pięcioczęściowej ŁPSpA-V32/5 (rys. 2) zaprojektowano łuk ociosowy dłuższy wykonany z dwóch łuków przy największych odrzwiach obudowy, gdzie długość łuku dłuższego dochodzi do 4,5 m i więcej. Rozwiązanie takie ułatwia transport, zabudowę i demontaż odrzwi.

Dla zwiększenia wytrzymałości obudowy na obciążenia ociosowe zaprojektowano odrzwia z dodatkowym łukiem ociosowym z obydwu stron (rys. 3) lub z jednej strony ociosu (rys. 4).

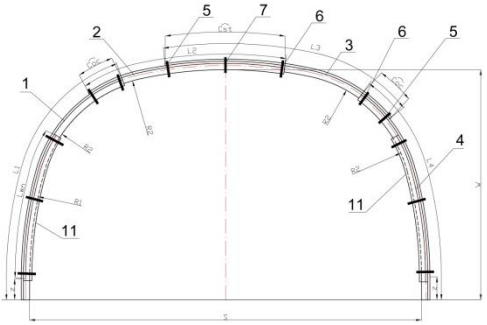
2.2. Rozwiązanie obudowy ŁPSpA-V32/4 z przykotwieniem

Otwory do przykotwienia należy wykonać współosiowo w nakładce i w łuku o średnicy:
- dla kotwi o średnicy pręta do 25 mm – otwór ϕ 32÷36 mm,
- dla kotwi o średnicy pręta, liny lub tulei do ϕ 36 mm – otwór ϕ 38÷40 mm,
- dla kotwi o średnicy pręta, liny lub tulei do ϕ 42 mm – otwór ϕ 43÷45 mm.

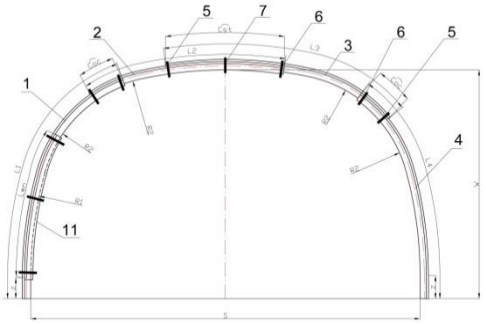
Rozwiązanie obudowy ŁPSpA-V32/4 z usytuowanymi na łukach stropnicowych nakładkami z odcinków kształtownika V32 o długości 150 mm z wykonanymi w nich otworami o średnicy d_o i zabudowanymi kotwiami przedstawiono na rysunku 5, a w widoku na rysunku 6 i 7.



Rys. 2. Odrzwia ŁPSpA-V32/5 (pięcioczęściowe): 1g - Łuk ociosowy długi górny, 1d - Łuk ociosowy długi dolny, 2 - Łuk stropnicowy krótki, 3 - Łuk stropnicowy długi, 4 - Łuk ociosowy krótki, 5 - Strzemię dolne, 6 - Strzemię górne, 7 - Strzemię środkowe

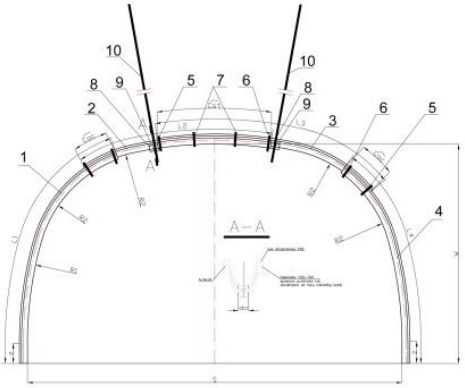


Rys. 3. Odrzwia ŁPSpA-V32/4 z dodatkowymi dwoma łukami ociosowymi wzmacniającymi nakładkowymi z obydwu stron o oznaczeniu ŁPSpA-V32/4/2łwn: 1 - Łuk ociosowy dłuższy, 2 - Łuk stropnicowy krótszy, 3 - Łuk stropnicowy dłuższy, 4 - Łuk ociosowy krótszy , 5 - Strzemię dolne, 6 - Strzemię górne, 7 - Strzemię środkowe, 11 - Łuk ociosowy wzmacniający nakładkowy

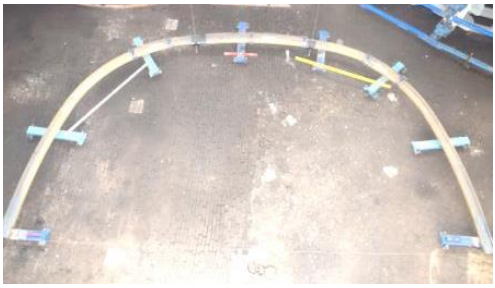


Rys. 4. Odrzwia ŁPSpA-V32/4 z dodatkowym jednym łukiem ociosowym wzmacniającym nakładkowym z jednej strony odrzwi o oznaczeniu ŁPSpA-V32/4/1łwn: 1 - Łuk ociosowy dłuższy, 2 - Łuk stropnicowy krótszy, 3 - Łuk stropnicowy dłuższy, 4 - Łuk ociosowy krótszy, 5 - Strzemię dolne, 6 - Strzemię górne, 7 - Strzemię środkowe, 11 - Łuk ociosowy wzmacniający nakładkowy

Stosowanie obudowy ŁPSpA-V32 przykatwianej jako konstrukcji podporowo–kotwowej 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. Należy zaznaczyć, że w otworze kotwiowym powinna być osadzona kotew, a na kształtowniku nakładka. Osadzenie kotwi i nakładki w otworze zwiększa wytrzymałość przekroju obudowy, która jest porównywalna z wytrzymałościom pełnego przekroju kształtownika.



Rys. 5. Odrzwia czteroczęściowe ŁPSpA-V32/4 - przykatwiane (otwory w stropnicy z przyspawanymi punktowo nakładkami): 1 - Łuk ociosowy dłuższy, 2 - Łuk stropnicowy krótszy, 3 - Łuk stropnicowy dłuższy, 4 - Łuk ociosowy krótszy, 5 - Strzemię dolne, 6 - Strzemię górne, 7 - Strzemię środkowe, 8 - Nakładka z kształtownika V32 o długości 150 mm, 9 - Otwór w nakładce, 10 - Kotew



Rys.6. Odrzwia obudowy ŁPSpA-V32/4/6,5x4,1 przy zakładkach o długości C_{oc} = 800 mm, C_{st} = 2000 mm



Rys.7. Odrzwia obudowy ŁPSpA-V32/5/6,5x4,1 przy zakładkach o długości C_{oc} = 600 mm, C_{st} = 2000 mm

3. NOŚNOŚĆ ZSUWNA I MAKSYMALNA ODRZWI OBUDOWY ŁPSpA BEZ I Z PRZYKOTWIENIEM

Nośność zsuwna odrzwi obudowy badana na stanowiskach badawczych w skali 1:1 pozwala dla rzeczywistej obudowy określić jej parametry wytrzymałościowo-odkształceniowe, [4]. Przykładowe charakterystyki pracy odrzwi podatnych obudowy ŁPSpA-V32/4/6,5x4,1 z momentem dokręcenia strzemion 450 Nm przedstawiono na rysunku 8, a widok po badaniu na rysunku 9. Charakterystykę pracy obudowy pięcioczęściowej ŁPSpA-V32/5/6,5x4,1 przedstawiono na rysunku 10, a widok na rysunku 11. Obydwa wykresy przedstawiają korzystną narastającą nośność zsuwną obudowy wraz z podatnością.

Charakterystykę pracy obudowy spłaszczonej ŁPSpA-V32/4/6,2x3,5 usztywnionej przez zablokowanie złącz przedstawiono na rysunku 12. Maksymalna nośność odrzwi wynosi 930 kN, przy której następuje trwała deformacja obudowy. W tablicy 1 zestawiono wyniki badań odrzwi podatnych, a w tablicy 2 wyniki badań odrzwi usztywnionych i z przykotwieniem.

Tablica nr 1

Nośność zsuwna odrzwi podatnych ŁPSpA (średnia F_N i maksymalna F_{zmax})

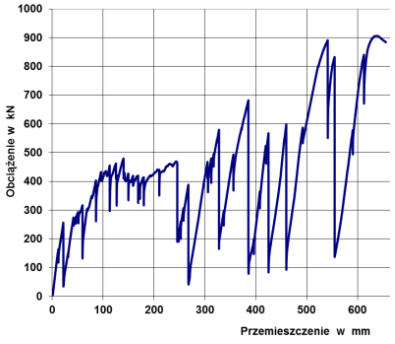
Lp.	Nazwa odrzwi	Długości zakładek na łukach C_{st}/C_{oc} [mm]	M_d [Nm]	$F_N = F_{sr}$ [kN]	F_{zmax} [kN]	y_{max} [mm]	Z_c [mm]	Rodzaj stali
1	ŁPSpA-V32/4/6,2x3,5	1800/600	400	621,4	760	490	830	S480W
2	ŁPSpA-V32/4/6,2x3,5	1800/800	450	755,0	780	410	415	S480W
3	ŁPSpA-V32/4/6,5x4,1	2000/600	400	462,5	750	580	485	S480W
4	ŁPSpA-V32/4/6,5x4,1	2000/600	450	610,0	900	690	950	S480W
5	ŁPSpA-V32/5/6,5x4,1	2000/600	500	585	643	720	485	S480W
6	ŁPSpA-V32/5/6,5x4,1	2000/600	500	532,2	680	200	350	S560W

Tablica nr 2

Nośność maksymalna odrzwi ŁPSpA usztywnionych i przykotwionych

Lp.	Nazwa odrzwi	Długości zakładek na łukach C_{st}/C_{oc} [mm]	Rodzaj odrzwi	F_{max} [kN]	y_n mm]	y_{nc} [mm]	Rodzaj stali
1	ŁPSpA-V32/4/6,2x3,5	1800/600	usztywnione	930	120	142	S480W
2	ŁPSpA-V32/4/6,2x3,5	1800/800	usztywnione	992	112	128	S480W
3	ŁPSpA-V32/4/6,5x4,1	2000/600	usztywnione	1085	162	185	S480W
4	ŁPSpA-V32/4/6,2x3,5	1800/600	przykotwiona	>1422	105	105	S480W
5	ŁPSpA-V32/4/6,5x4,1	2000/600	przykotwiona	>1060	26	26	S480W
6	ŁPSpA-V32/4/6,5x4,1	2000/600	usztywnione	1328,1	162	185	S560W

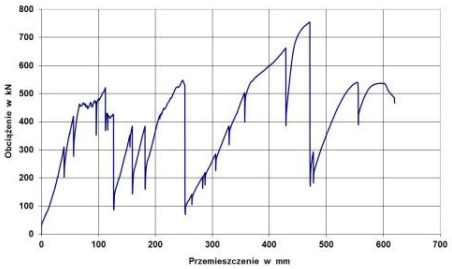
gdzie w tablicy 1 i 2: M_d – moment dokręcenia strzemion, $F_N = F_{sr}$ - średnia nośność zsuwna, F_{zmax} - maksymalna nośność zsuwna w badaniu, y_{max} - maksymalne ugięcie odrzwi w osi, z_c - sumaryczny zsuw na złączach, F_{max} - maksymalna siła odrzwi usztywnionych lub przykotwionych, y_n - przemieszczenie dla maksymalnej siły F_{max}, y_{nc} - ugięcie odrzwi w badaniach, C_{st} - zakładka łuków stropnicowych, C_{oc} - zakładka łuków ociosowych ze stropnicowymi.



Rys. 8. Charakterystyka pracy odrzwi ŁPSpA-V32/4/6,5x4,1 - czteroczęściowych (stal 480W): oś pionowa - obciążenie czynne w kN, oś pozioma - przemieszczenie odrzwi w osi obudowy w mm (zmniejszenie wysokości odrzwi); M_d = 450 Nm.



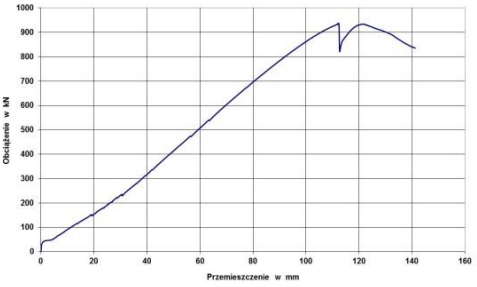
Rys. 9. Widok odrzwi ŁPSpA-V32/4/6,5x4,1 o momencie dokręcenia strzemion M = 450 Nm w końcowej fazie badań przy łącznym przemieszczeniu na złączach 830 mm



Rys. 10. Charakterystyka pracy odrzwi ŁPSpA-V32/5/6,5x4,1 - pięcioczęściowe (stal 480W): oś pionowa - obciążenie czynne w kN, oś pozioma - przemieszczenie odrzwi w osi obudowy w mm (zmniejszenie wysokości odrzwi); M_d = 450 Nm



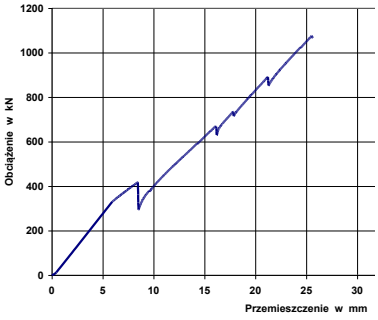
Rys. 11. Widok odrzwi ŁPSpA-V32/5/6,5x4,1 o momencie dokręcenia strzemion M = 450 Nm w końcowej fazie badań przy łącznym przemieszczeniu na złączach 485 mm i przemieszczeniu do wyrobiska około 620 mm



Rys. 12. Charakterystyka pracy odrzwi ŁPSpA-V32/4/6,2x3,5 - czteroczęściowe w stanie usztywnionym: oś pionowa - obciążenie czynne w kN, oś pozioma - przemieszczenie odrzwi w osi obudowy w mm (zmniejszenie wysokości odrzwi), łuki odrzwi wykonane ze stali G480V



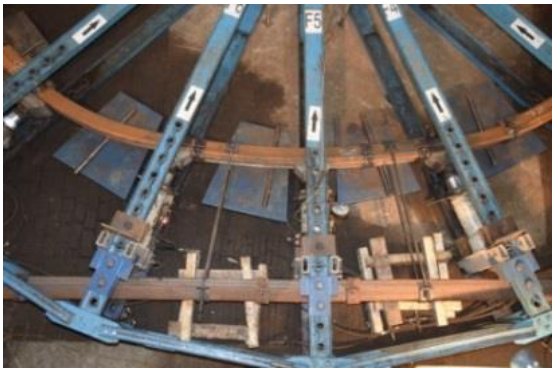
Rys. 13. Widok odrzwi ŁPSpA-V32/4/6,2x3,5 badanych w stanie usztywnienia przy obciążeniu maksymalnym 930 kN i przemieszczeniu na wypadkowej około 140 mm



Rys. 14. Charakterystyka pracy odrzwi ŁPSpA-V32/4/6,5x4,1 - czteroczęściowe w stanie podatnym z przykotwieniem, moment dokręcenia nakrętek 500 Nm, łuki odrzwi wykonane ze stali S480W



Rys. 15. Widok odrzwi ŁPSpA-V32/4/6,5x4,1 o momencie dokręcenia strzemion M = 500 Nm w końcowej fazie badań przy obciążeniu 1050 kN i przemieszczeniu pionowym około 26 mm



Rys. 16. Widok usytuowania dwóch par kotwi prętowych

4. PROJEKTOWANIE DOBORU OBUDOWY ŁPSpA DLA WYROBISK NA DUŻEJ GŁEBOKOŚCI

Projektowanie obudowy podporowej lub podporowej przykotwianej powinno uwzględniać:
- wymagania stawiane przepisami górniczymi oraz normami,
- zapewnienie obudowie optymalnych parametrów współpracy z górotworem.

Stosowana metoda projektowania uwzględnia:
- pionową niejednorodność wytrzymałościową,
- wpływ krawędzi eksploatacyjnych, filarów, zrobów i pobliskich wyrobisk,
- przy ocenie rozpiętości odsłoniętego stropu uwzględnia zasięg spękań węgla w ociosach,
- wpływ okresu czasu niezbędnego utrzymania wyrobiska oraz wpływ wilgotności na wytrzymałość skał stropowych,
- maksymalny zasięg odspojenia niejednorodnych skał stropowych w pionowym przekroju stropu - jako podstawę określenia strefy odprężonej nad wyrobiskiem.

Współczynnik osłabienia wytrzymałości skał stropowych k_o określa się jako:

$$k_o = k_p \cdot k_t \cdot k_w \cdot k_d \cdot k_{wz} \quad (1)$$

gdzie: k_p - współczynnik uwzględniający podzielność skał zawierający się w przedziale $k_p = 1{,}0 \div 0{,}75$;
k_t - współczynnik uwzględniający czasową zmianę wytrzymałości skały.

Uwzględniając duży wpływ rodzaju skały na zmianę wytrzymałości w czasie (relaksacja) wyróżniono dwie ich grupy:
piaskowce, łupki piaszczyste, mułowce; dla czasu istnienia wyrobiska:
$t \leq 0{,}5$ roku - $k_t = 1$; $t = 0{,}5 \div 2{,}5$ lat - $k_t = 1{,}0 \div 0{,}95$; $t = 2{,}5 \div 3{,}8$ lat - $k_t = 0{,}95 \div 0{,}9$;
$t = 3{,}8 \div 5{,}5$ lat - $k_t = 0{,}9 \div 0{,}85$; $t = 5{,}5 \div 10$ lat - $k_t = 0{,}85 \div 0{,}8$
łupki ilaste, iłowce; dla czasu istnienia wyrobiska:
$t \leq 0{,}5$ lat - $k_t = 0{,}98$; $t = 0{,}5 \div 2{,}5$ lat - $k_t = 0{,}98 \div 0{,}92$; $t = 2{,}5 \div 3{,}8$ lat - $k_t = 0{,}92 \div 0{,}85$;
$t = 3{,}8 \div 5{,}5$ lat - $k_t = 0{,}85 \div 0{,}8$; $t = 5{,}5 \div 10$ lat - $k_t = 0{,}8 \div 0{,}7$

k_w - współczynnik uwzględniający wpływ zawilgocenia wodą skały na jej wytrzymałość:
- dla warunków gdy strop wyrobiska jest zamoknięty wartość współczynnika $k_w = r$,
- dla warunków stropu suchego $k_w = 1$.

k_d - współczynnik degradacji (zniszczenia) struktury skały poddanej oddziaływaniu ciśnienia eksploatacyjnego; wartość współczynnika waha się w granicach $k_d = 1 \div 0{,}85$.
k_{wz} - współczynnik wzmocnienia masywu skalnego górotworu wytworzony za pomocą kotwienia. Przeciętne wartości współczynnika wzmocnienia masywu skalnego na podstawie doświadczenia zaleca się przyjmować jako:

- dla kotwi wklejanych na całej długości min. 2,0 m na wartość ok. $k_{wz} = 1{,}1 \div 1{,}15$,
- dla kotwi wklejanych na całej długości min. 2,5 m na wartość ok. $k_{wz} = 1{,}10 \div 1{,}20$,

W skałach ociosowych w przypadku gdy stanowi go węgiel kamienny średnia wartość współczynnika osłabienia wynosi od $k_{oc} = 1 \div 0{,}5$.

Określona tą metodą wytrzymałość średnia skał na ściskanie odnosi się do pakietu skał stropowych o grubości:

- h = 3,0 m - przy projektowaniu samodzielnej obudowy kotwowej,
- h = W_w - przy projektowaniu obudowy podporowej przy czym nie może być ona mniejsza od 3m.

Współczynnik koncentracji naprężeń wyraża się zależnością:

$$k_n = k_k \cdot k_{sc} \cdot k_{ch} \cdot k_z \tag{2}$$

gdzie: k_k - współczynnik koncentracji od krawędzi pokładów nad i podległych, resztek, k_{sc} - współczynnik koncentracji od wybieranej ściany (ciśnienia eksploatacyjnego, k_{ch} - współczynnik koncentracji od dodatkowych wyrobisk, k_z - współczynnik uwzględniający dodatkową koncentrację naprężeń powstałą od zaburzeń geologicznych.

Wartości współczynników koncentracji naprężeń określa się drogą niezależnych obliczeń numerycznych na bazie modelowania przestrzennego rzeczywistych warunków górniczo-geologicznych.

Wysokość strefy odprężonej określa się dla modelu:

- wg Protodiakonowa występującego bezpośrednio w przodku i w jego strefie do połowy szerokości wyrobiska, (wzór 3)
- wg Cymbariewicza występującego za przodkiem z odprężeniem ociosów, teoretycznie do 2,5 szerokości wyrobiska tj. praktycznie do 20 m od czoła przodku, (wzór 5),
- wg modelu prof. Kłeczka określającego zasięg strefy spękań z hipotezy de Saint Venanta, (wzór 8).

Według teorii Protodiakonowa wysokość ostatecznej strefy odprężonej h_{sn1} wynosi:

$$h_{sn1} = \frac{5 \cdot S_w}{k_0 \cdot R_{cgsr}} \tag{3}$$

gdzie: S_w - szerokość wyrobiska w wyłomie, $R_{cgśr}$ - średnia wytrzymałość skał stropowych, k_o - współczynnik osłabienia wytrzymałości skał stropowych.

Obciążenie q_{01} określono z wzoru:

$$q_{o1} = \gamma_{sr} \cdot h_{sn1} \tag{4}$$

gdzie: $\gamma_{śr}$ – średni ciężar objętościowy skał stropowych, h_{sn1} – zasięg strefy spękań wg Protodiakonowa.

Według teorii Cymbariewicza wysokość ostatecznej strefy odprężonej h_{sn2} wynosi:

$$h_{sn2} = \frac{5 \cdot S_n}{k_0 \cdot R_{cgsr}} \tag{5}$$

gdzie: S_n - szerokość strefy odprężonej, $R_{cgśr}$ - średnia wytrzymałość skał stropowych, k_o - współczynnik osłabienia wytrzymałości skał stropowych.

a szerokość strefy odprężonej S_n na wysokości stropu wyrobiska wynosi :

$$S_n = S_w + 2W_w \cdot tg(45^o - \varphi_{oc}/2) \tag{6}$$

gdzie: S_w - szerokość wyrobiska w wyłomie, W_w – wysokość wyrobiska w wyłomie, φ_{oc} – kąt tarcia wewnętrznego skał ociosowych.

Obciążenie q_{02} określono z wzoru:

$$q_{o2} = \gamma_{sr} \cdot h_{sn2} \tag{7}$$

gdzie: $\gamma_{śr}$ – średni ciężar objętościowy skał stropowych, h_{sn2} – zasięg strefy spękań wg Cymbariewicza.

Dla warunków gdy głębokość zalegania wyrobiska przekracza głębokość krytyczną ostateczny zasięg strefy spękań z hipotezy de Saint Venanta za pomocą modelu prof. Kłeczka:

$$h_{sn3} = \frac{S_w}{2}\sqrt{\frac{3 \cdot k_n \cdot \gamma_{sr} \cdot H}{k_o \cdot R_{cgsr}}} - \frac{W_w}{2} \tag{8}$$

gdzie: H - głębokość zalegania wyrobiska, S_w - szerokość wyrobiska w wyłomie, W_w - wysokość wyrobiska w wyłomie, $\gamma_{śr}$ - średni ciężar objętościowy skał stropowych, $R_{cgśr}$ - średnia wytrzymałość skał stropowych, k_o - współczynnik osłabienia wytrzymałości skał stropowych.

Dla strefy odprężonej wokół wyrobiska oblicza się wielkość obciążenia średniego q_{o3} równomiernie działającego na obudowę:

$$q_{o3} = \gamma_{śr} \cdot h_{sn3} \tag{9}$$

gdzie: $\gamma_{śr}$ – średni ciężar objętościowy skał stropowych, h_{sn3} – zasięg strefy spękań wg Kłeczka.

Obciążenie obliczeniowe q_o określa się z wzoru:

$$q_o = n_w \cdot \gamma_{śr} \cdot h_{snmax} \tag{10}$$

gdzie: n_w - współczynnik warunków pracy obudowy uwzględniający nachylenie wyrobiska, możliwość wystąpienia zaburzeń i inne dodatkowe obciążenia, $n_w = 1{,}0 \div 1{,}3$; $\gamma_{śr}$ – średni ciężar objętościowy skał stropowych, $h_{snmax} = \max [h_{sn1}, h_{sn2}, h_{sn3}]$ - maksymalna strefa odprężenia.

W obliczeniach uwzględniono występowanie wstrząsów górotworu. Wielkość dodatkowego obciążenia określona wg Bilińskiego wynosi:

$$p_o = \frac{1}{0{,}4 \cdot \frac{H^{2/3}}{A_s} + 0{,}4 \cdot H^{2/3} + 9} \tag{11}$$

gdzie: H - odległość pionowa od połowy grubości warstwy wstrząsogennej od stropu chodnika, A_s - energia wstrząsu.

Rozstaw odrzwi dla danego obciążenia obliczeniowego q_{oc} oblicza się z wzoru:

$$d_{op} = \frac{R_e(m+n)}{s_b \cdot \sigma_{max}} \cdot \frac{q_{0.1}}{q_{oc}} \tag{12}$$

gdzie: R_e - wytrzymałość stali na granicy plastyczności, m - współczynnik plastyczności, n - współczynnik $(R_m - R_e)/R_e$, $q_{o,1}$ - obciążenie jednostkowe, q_{oc} - obciążenie obliczeniowe całkowite, σ_{max} - naprężenie maksymalne przy obciążeniu jednostkowym q_{o1}, s_b - współczynnik bezpieczeństwa, $s_b = 1{,}2$.

Rozstaw odrzwi dla danego obciążenia obliczeniowego q_o przy nośności roboczej kotwi strunowej minimum N_{rk} rozstaw odrzwi wynosi:

$$d_{kot} = \frac{N_{rk} \cdot 100}{s_{bk} \cdot N_{oblk} \cdot q_{oc}} \tag{13}$$

gdzie: N_{rk} - minimalna nośność kotwi, N_{oblk} - wartość siły w kotwi przy obciążeniu jednostkowym 100 kN/m, s_{bk} - współczynnik bezpieczeństwa ze względu na nośność kotwi ($s_{bk} = 1{,}2$), q_o - wartość obciążenia obliczeniowego ostatecznego.

Rozstaw odrzwi dla danego obciążenia obliczeniowego q_o przy minimalnej nośności roboczej stojaka podporowego minimum N_{rst} rozstaw odrzwi wynosi:

$$d_{st} = \frac{N_{rst} \cdot 100}{s_{bst} \cdot N_{oblst} \cdot q_{oc}} \tag{14}$$

gdzie: N_{rst} - minimalna nośności roboczej stojaka, N_{oblst} - wartość minimalnej nośności roboczej stojaka przy obciążeniu jednostkowym 100 kN/m, s_{bk} - współczynnik bezpieczeństwa ze względu na minimalną nośność roboczą stojaka ($s_{bk} = 1{,}2$), q_{oc} - wartość obciążenia obliczeniowego ostatecznego.

WNIOSKI KOŃCOWE

1. Odrzwia obudowy łukowej podatnej spłaszczonej asymetrycznej ŁPSpA czteroczęciowej lub pięcioczęściowej dzięki korzystnemu kształtowi i rozstawie złącz łuków, mimo wykonania z łuków o różnej długości, jest często stosowana do obudowy przecinek zbrojeniowych. Odrzwia są wykonywane z kształtowników V32 lub V36 w rozwiązaniu bez lub z przykotwieniem poprzez podciągi lub bezpośrednio poprzez otwory wykonane w łukach

stropnicowych. Odrzwia od strony łuków ociosowych mogą być dodatkowo wzmocnione łukiem. Gabaryty odrzwi pozwalają wykonać wyrobiska o gabarytach od 4,5 x 2,6 m do 8,7 x 4,6 m (razem zaprojektowano 73 odrzwia czteroczęściowe i 24 sztuk odrzwi pięcioczęściowych).

2. Badania stanowiskowe odrzwi obudów ŁPSpA przeprowadzono w skali 1:1 dla wymiarów gabarytów odrzwi S x W = 6,5 x 4,1 m określając przebieg charakterystyki pracy w układzie obciążenie-przemieszczenie prowadząc badania dla odrzwi w stanie podatnym, usztywnionym i przykotwionym. Przy obciążeniu czynnym na długości łuków stropnicowych średnia nośność zsuwna odrzwi wynosi od 400 kN do 900 kN i ma charakter narastający. Maksymalna nośność odrzwi usztywnionych dochodzi od 950 kN do 1350 kN, a nośność maksymalna odrzwi przykotwionych jest większa od 1070 kN.

3. Doświadczenia dołowe uzyskane w kopalniach węgla kamiennego wykazują uzyskanie wysokiej stateczności wyrobisk wykonanych w odrzwiach obudowy ŁPSpA. Przykładowe zastosowanie obudowy ŁPSpA i ŁPSp3R w warunkach KWK „Knurów – Szczygłowice" zestawiono w tablicy 3. Przy szerokościach większych od 6,2 m stosuje się dodatkowe podparcie odrzwi stojakiem podporowym typu SV29t, co wynika głównie z konieczności uzyskania zawału stropu po wyjeździe ściany z przecinki.

Tablica 3.

Zestawienie wyrobisk w odrzwiach obudowy ŁPSpA i ŁPSp3R, [3]

Lp.	Nazwa wyrobiska	Pokład	Głębokość założenia [m]	Rodzaj obudowy	Rok wykonania
1.	Rozcinka ścianowa 8	408/2	800	ŁPSp-V32/4/6,2x3,2	2012
2.	Rozcinka ścianowa 8	405/3	850	ŁPSpA-V32/4/7,2x3,8	2015
3.	Rozcinka ścianowa 41	357+358	750	ŁPSpA-V32/4/7,5x3,5	2016
4.	Rozcinka ścianowa 2	504gw	810	ŁPSpA-V32/4/8,2x3,8	2017
5.	Rozcinka ścianowa 16	361	770	ŁPSpA-V32/4/6,85x3,5	2017
6.	Rozcinka ścianowa 15c	405/1	1000	ŁPSp3R-V32/4/8,2x3,8	2014

LITERATURA

[1] Katalog obudów specjalnych ŁPSp, ŁPSpA, ŁPSpW, ŁPSpP, ŁPSpN,ŁPSp3R. ETG Sp. z o.o. wydanie VI 2016.

[2] 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.

[3] 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". Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN, Kraków.

[4] Głuch P.: Badania odrzwi obudowy ŁPSpA – 2011, 2014, 2015, 2017.

Flattened Asymmetrical Arch Support ŁPSpA for Opening Longwall Crosscuts in Deep Hard Coal Mines

In opening longwall crosscuts, until approximately the year 2010, different types of support solutions were used, including: ŁP, ŁPKO, ŁPrP, ŁProA, ŁProB, ŁPrw ŁPrP/V32, OŁS, and others.

As a result of experience, observations, studies and an innovative approach to the solutions of modern flattened supporting structures, a type-series of ŁPSp and ŁPSp3R supports was developed using the V32 and V36 shapes. Within 7 years of using the ŁPSp supports, it has been found that in case of opening crosscuts, The ŁPSpA - V32/4 structure is commonly selected (four-piece yielding flattened arch support), in which each of the arches is characterized by different dimensions. The ŁPSpA series is comprised of 73 type-sizes for 4-piece sets and of 24 type-sizes for 5-piece sets. The width of the sets may vary from 4.8 m up to 8.7 m at the height of from 2.6 m up to 4.6 m with the possibility of building intermediate sizes.

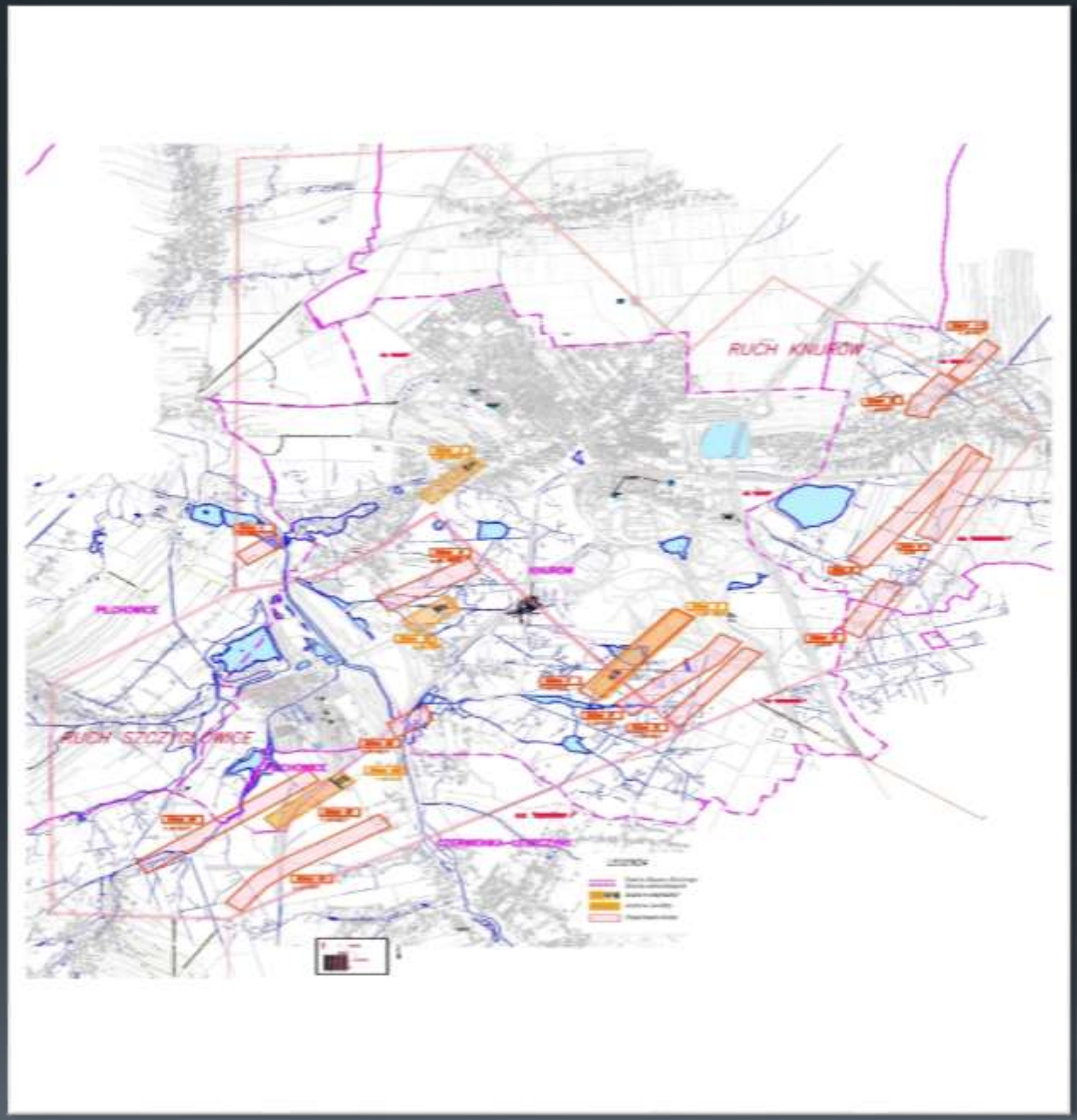
The lining made of ŁPSpA sets may be with or without roof-bolting. The stand tests of load bearing capacity of sets in yielding and stiffened conditions with and without roof-bolting have exhibited a high coefficient of use of the load bearing capacity of the set, which – in case of the structure with roof-bolting – exceeds the value of 1. The practical application of the lining was exhibited based on the example of an opening crosscut in KWK „Knurów –Szczygłowice" coal mine.

KEYWORDS: mining, roof support, longwall entries support choice

Jastrzębska Spółka Węglowa S.A.
KWK Knurów Szczygłowice
Ruch Szczygłowice

Koncepcja odmetanowania pokładów węgla otworami wiertniczymi na przykładzie KWK Knurów-Szczygłowice Ruch Szczygłowice (JSW)

- Chodnik badawczy 16b w pokł. 405/1 i 405/3
- Chodnik badawczy 16a w pokł 407/3



Położenie administracyjne:
Miasta: Gliwice, Knurów.
Gminy: Gierałtowice, Czewionka Leszczyny, Pilchowice.

Koncesja na eksploatację węgla kamiennego
Ruch Knurów -nr 60/94 ważna do 15.04.2020r.
Ruch Szczygłowice -nr 29/94 ważna do 31.03.2020r.

Projekt Zagospodarowania Złoża
Ruch Knurów -ważny do: 15.04.2020r.
Ruch Szczygłowice -ważny do: 31.03.2020r.

Plan Ruchu
KWK Knurów-Szczygłowice na lata 2018 - 2019.

Obszar górniczy	59.8 km^2
	64,6 km^2
Zasoby: bilansowe	1,3 mld ton
Przemysłowe do końca koncesji	161,2 mln ton
Operatywne do końca koncesji	84,7 mln ton
Jakość kopaliny w złożu:	
średnia zawartość popiołu	9,30 %
średnia zawartość siarki	0,75 %
średnia wartość opałowa	29,44 MJ/kg
typy węgla	33, 34, 35.1, 35.2
wodne	I, II st.
metanowe	NM, I, II, III, IV kat.
tąpaniami	NT, I, II, III st.
pyłowe	A i B kl.
Kopalina towarzysząca:	metan
Zasoby bilansowe metanu udokumentowane	1,662 mld m^3
Dopływ wody do kopalni	3,13 m^3/min

Data rozpoczęcia drążenia	06.10.2016r
Długość: chodnik badawczy 85 chodnik badawczy 16b	 150m 2050m
Nachylenie: chodnik badawczy 85 chodnik badawczy 16b	 6° ÷ 18° ±10° (lokalnie ±15°)
Wybieg chodnika badawczego 16b na dzień 31.01.2018r.	1879m (pozostało 171m)
Kombajn	chodnikowy R-130
Przewietrzanie	Wentylacja kombinowana: ▪ wentylator Elmech WLE 12132/E ▪ lutnie Ø1200 ▪ odpylacz DCU-600C

➢ Chodnik badawczy 16b w pokł. 405/1

Zagrożenia naturalne

- IV kategoria zagrożenia metanowego.
- Klasa B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.
- I stopień zagrożenia wodnego.
- W rejonie prowadzonych robót górniczych pokład 405/1 zaliczony jest do II kategorii wyrzutami gazów i skał.
- Zagrożenie pożarowe - W trakcie prowadzenia robót górniczych przygotowawczych, kopalnia przeprowadzać będzie dodatkowe badania prób węgla w aspekcie klasyfikacji do odpowiedniej grupy samozapalności.
- Pokład 405/1 zaliczony do I stopnia zagrożenia tąpaniami.

Chodnik badawczy 16b w pokł. 405/1

Chodnik badawczy 85 – drążony był w pokładzie 405/3 (405/1 i 405/3).Drążenie rozpoczęte zostało z pochylni 60 i było prowadzone w kierunku na południe, południowy zachód („SSW”)

Chodnik badawczy 16b – drążony jest w pokładzie 405/1 (404/5,405/1 i 405/3). Drążenie rozpoczęto z chodnika badawczego 85 i prowadzone jest w kierunku na zachód, południowy zachód („WSW”).

Miąższość połączonych pokładów 404/5,405/1 i 405/3 w rejonie drążonego odcinka chodnika wynosi ok. 8,0m węgla.

➢ Chodnik badawczy 16b w pokł. 405/1

KD „Barbara” GIG wykonała w sierpniu 2016 pracę „Prognoza metanowości bezwzględnej dla chodnika 16b w pokładzie 405/1 w KWK „Knurów –Szczygłowice” Ruch Szczygłowice, w opracowaniu przyjęto wartość metanowości bezwzględnej dla chodnika badawczego 16b na poziomie 8,5 m^3CH_4/Mg_{CSW} i dla w/w wartości zestawiono wyniki prognozowanej metanowości bezwzględnej przy założonym postępie kombajnu od 2 do 18 m/d.

Nazwa wyrobiska	**Prognozowana metanowość bezwzględna [m^3CH_4/min] dla założonego postępu drążenia wyrobiska kombajnem [m/dobę]**								
	2	**4**	**6**	**8**	**10**	**12**	**14**	**16**	**18**
Chodnik badawczy 16b	2,58	3,38	4,17	4,96	5,75	6,47	7,15	7.81	8,44

Chodnik badawczy 16b w pokł. 405/1

Lokalizacja pobranych prób dla oznaczenia metanonośności pokł. 405/1 w chodniku badawczym 16b oraz chodniku badawczym 15b

	chodnik badawczy 16b m_3/Mg_{csw}	chodnik badawczy 15b m_3/Mg_{csw}
50mb na „W" od pochylni 15	2,587	5,199
100mb. na „W" od pochylni 15	3,691	7,018
150	5,681	8,365
10mb chodnika badawczego 16b	4,843	-
50mb	4,908	5,199
150mb.	4,806	8,365
200mb.	3,794	7,875
250mb.	5,281	7,742
300mb.	6,906	7,356
350mb.	4,970	7,702
400mb.	5,175	7,568
450mb.	4,689	7,107
500mb.	4,904	6,795
550mb.	4,084	7,164
650mb.	5,198	6,926
720mb.	4,828	6,249
800mb.	3,641	7,711
850mb.	6,467	7,557
900mb.	5,406	7,706
950mb.	5,627	7,355
1000mb.	4,069	6,952
1050mb.	3,949	7,215
1100mb.	4,777	6,552
1200mb.	5,915	6,880
1250mb.	1,947	7,190
1300mb.	6,251	7,588
1350mb.	7,208	6,902
1400mb.	2,091	7,153
1450mb.	1,737	6,793
1500mb.	1,390	6,422
1550mb.	2,097	6,880
1650mb.	1,24	6,627
1700mb.	4,47	7,035
1750mb.	5,22	6,016
1800mb.	5,04	5,598

Wskaźniki wyrzutowe

Postęp [mb]	Najwyższy wskaźnik intensywności desorpcji Δp max [kPa]	Maksymalny wychód zwiercin [dm³/min]	Wskaźnik zwięzłości [-]
Chodnik badawczy 85			
rozpoczęcie	0,68	2,0	0,46
50	0,50	2,0	0,48
100	0,42	2,0	0,47
150	0,42	2,0	0,48
Chodnik badawczy 16b			
rozpoczęcie	0,46	2,0	0,44
50	0,48	2,0	0,40
100	0,80	2,0	0,48
150	0,78	2,0	0,48
200	1,32	1,2	0,55
250	1,26	1,6	0,47
300	1,24	2,0	0,42
350	1,10	2,0	0,44
400	1,10	2,0	0,46
450	1,10	1,8	0,44
500	0,90	1,8	0,44
550	1,00	2,0	0,42
600	1,20	1,8	0,44
650	1,22	1,8	0,46
700	1,20	1,8	0,44
750	1,10	1,8	0,44
800	1,52	3,2	0,44
850	1,78	2,6	0,44
900	1,20	2,8	0,42
960	1,52	3,2	0,39
1020	1,48	2,8	0,50
1050	1,12	3,1	0,42
1100	1,32	3,4	0,34
1150	0,46	2,4	0,41
1200	0,88	2,8	0,44
1250	0,54	3,1	0,46
1300	1,42	2,3	0,44
1350	1,50	3,3	0,40
1400	1,46	3,0	0,49
1450	1,16	2,9	0,39
1500	1,34	3,3	0,40
1550	1,10	3,2	0,43
1600	1,38	3,0	0,48
1650	1,30	3,2	0,50
1700	1,14	3,2	0,52

Zagrożenie metanowe

Miesiąc	Postęp miesięczny	Metanowość bezwzględna m^3CH_4	Metanowość wentylacyjna m^3CH_4	Odmetanowanie (średnio-dobowe) m^3CH_4	Efektywność odmetanowania $^0/_0$
11.2016r.	-	1,30	1,30	-	-
12.2016r.	73	3,82	3,82	-	-
01.2017r.	123	5,10	5,10	-	-
02.2017r.	119	5,46	5,46	-	-
03.2017r.	147	8,77	7,07	1,7	19
04.2017r.	155	7,74	6,00	1,74	23
05.2017r.	167	10,26	8,51	1,75	17
06.2017r.	160	10,49	8,89	1,60	15
07.2017r.	116	8,78	7,37	1,41	16
08.2017r.	35	7,88	7,18	0,70	9
09.2017r.	160	4,08	3,61	0,47	11
10.2017r.	150	6,79	6,79	-	-
11.2017r.	160	6,69	6,69	-	-
12.2017r.	152	6,23	6,23	-	-
01.2018r.	162	7,60	7,60	-	-

Podstawa i cel odmetanowania wyrobiska

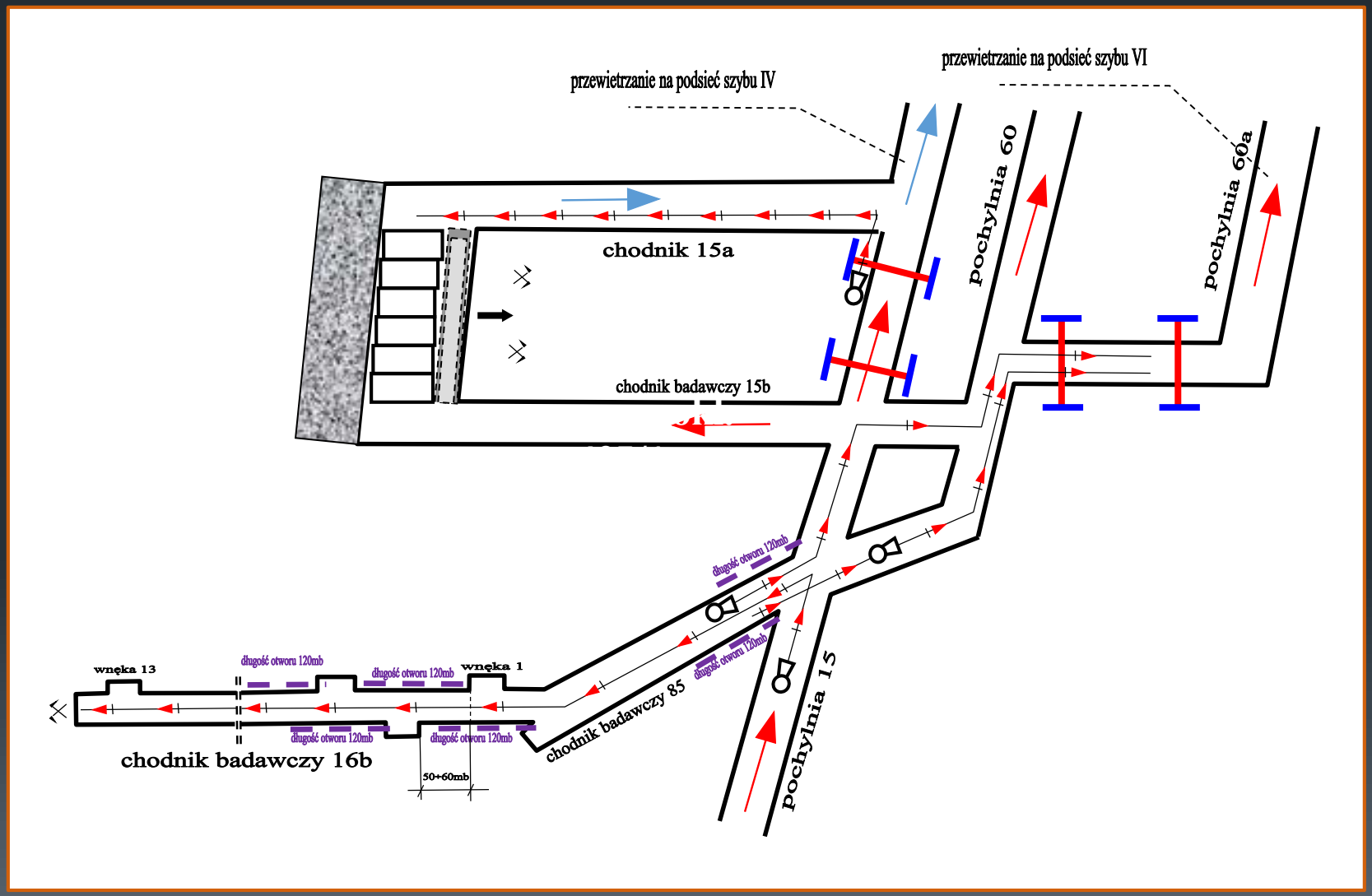
Projekt odmetanowania chodnika 16b w pokładzie 405/1 wykonano na podstawie:

- §42 *„Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28.06.2002r w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia p.poż. w podziemnych zakładach górniczych”* (Dz. U. nr 139 poz.1169 z późniejszymi zmianami).
- Planem Ruchu JSW S.A. KWK „Knurów-Szczygłowice” na lata 2015-2017. W zestawieniu planowanych wyrobisk udostępniających i wyrobisk przygotowawczych */wyrobiska przygotowawcze/* - wzór nr 7, projektowany chodnik badawczy 85 ujęty jest pod liczbą porządkową nr 29, natomiast chodnik badawczy 16b ujęty jest pod liczbą porządkową nr 15.
- „Kompleksowym projektem eksploatacji pokładów zagrożonych tąpaniami na lata 2015-2017” wraz z aneksem zewnętrznym nr II.
- „Prawo Geologiczne i Górnicze” - Ustawa z dnia 9 czerwca 2011r.

Otwory metanowe dla chodnika badawczego 16b wiercone były zgodnie z kierunkiem zadanym przez Dział TMG.

W projekcie przedstawiono technologię prowadzenia odmetanowania chodnika badawczego 16b w pokładzie 405/1 drążonego w warunkach zagrożenia wyrzutami metanu i skał oraz sposób przeprowadzenia próby wstępnego odmetanowania pokładu 401/1 na kierunku drążenia chodnika.

Schemat wnęk wiertniczych dla procesu odmetanowania w chodniku badawczym 16b w pokł.405/1



Odmetanowanie chodnika badawczego 85 w pokł. 405/3 a następnie chodnika badawczego 16b w pokładzie 405/1 i 405/3 prowadzone było otworami metanowymi o długości 120mb z wnęk wiertniczych lub poszerzeń, usytuowanych w północnym i południowym ociosie.

Wiercenie otworów metanowych z wnęk wiertniczych lub poszerzeń pozwoli na uzyskanie kierunku otworu zbliżonego do osi drążonego wyrobiska oraz ograniczy możliwość wystąpienia połączeń szczelinowych otworów z wyrobiskiem.

Wnęki lub poszerzenia wykonano w odległości 30 ÷ 80m.

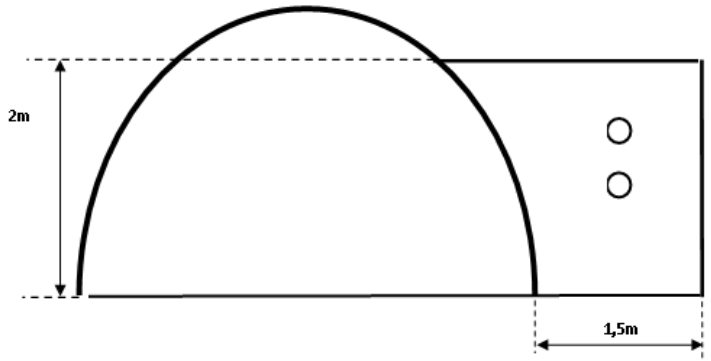
Odstępy pomiędzy wnękami lub poszerzeniami oraz ich rozmieszczenie w ociosach wyrobiska należy również uzależnić od wartości wykonywanych w trakcie drążenia wyrobiska pomiarów parametrów zagrożenia wyrzutowego oraz wymaganego natężenia odmetanowania.

Pierwsze zbiory otworów wykonane były ze wschodniego ociosu pochylni 15 w pokładzie 405/1 powyżej i poniżej drążonego przodka chodnika badawczego 85 w pokł. 405/3, a następnie z wnęki chodnika badawczego 85 na południe od chodnika badawczego 16b w pokładzie 405/1i 405/3. Z tych stanowisk zostały odwiercone 4 otwory metanowe po 2 z każdego stanowiska.

Kolejne zbiory wiercone były z wnęk wiertniczych lub poszerzeń w północnym lub południowym ociosie chodnika badawczego 16b.

Z każdej wnęki lub poszerzenia zostały odwiercone 1÷ 3 otwory metanowe w pokładzie węgla. Ilość otworów metanowych uzależniona była od poziomu zagrożenia metanowego w chodniku badawczym 85 w pokł. 405/3 a następnie w chodniku badawczym 16b w pokładzie 405/1i 405/3 oraz warunków geologiczno – górniczych.

Schemat wnęk wiertniczych dla procesu odmetanowania w chodniku badawczym 16b w pokł. 405/1



Parametry techniczne otworów metanowych dla chodnika badawczego 85 w pokł. 405/3 oraz chodnika badawczego 16b w pokł. 405/1 i 405/3

Otwory wiercone z pochylni 15 w pokładzie 405/1

Nr otworu	Kąt odchylenia od osi wyrobiska	Kąt odchylenia od osi wyrobiska	Długość otworu
1.	3°	± 1°	120,0m
2.	5°	± 1°	120,0m
3.	3°	± 1°	120,0m
4.	5°	± 1°	120,0m

Otwory wiercone z wnęk wiertniczych, poszerzeń w południowym lub północnym ociosie chodnika badawczego 16b w pokładzie 405/1

Nr otworu	Kąt odchylenia od osi wyrobiska	Kąt odchylenia od osi wyrobiska	Długość otworu
1.	3°	± 1°÷3°	50,0m÷120,0m
2.	5°	± 1°÷3°	50,0m÷120,0m
3.	8°	± 1°÷3°	50,0m÷120,0m

Ujęcie metanu

Miesiąc	Ilość mieszanki m^3	Ilość metanu m^3	Średnia koncentracja $^0/_0CH_4$	Średnie ujęcie mieszanki m^3/min	Średnie ujęcie metanu m^3/min
12.2016r.	30672,0	12240,0	40	1,3	0,5
01.2017r.	68832,0	33033,0	48	1,5	0,7
02.2017r.	118944,0	59040,0	50	3,0	1,5
03.2017r.	153072,0	74304,0	49	3,4	1,7
04.2017r.	160848,0	72864,0	45	3,7	1,7
05.2017r.	166032,0	77328,0	47	3,7	1,7
06.2017r.	151632,0	69120,0	46	3,5	1,6
07.2017r.	157680,0	63072,0	40	3,5	1,4
08.2017r.	91008,0	30528,0	34	2,0	0,7
09.2017r.	30816,0	9792,0	32	1,5	0,5

➢ Chodnik badawczy 16a w pokł. 407/3

Data rozpoczęcia drążenia	**25.04.2017r**
Długość:	2220m
Nachylenie:	wyrobisko drążone będzie ze zmiennym nachyleniem ok. ±12°.
Wybieg chodnika badawczego 16a na dzień 31.01.2018r.	1149m (pozostało 1071m)
Kombajn	chodnikowy R-130
Przewietrzanie	Wentylacja kombinowana: ▪ wentylator Elmech WLE 12132/E ▪ lutnie Ø1200 ▪ odpylacz UO-1000/800/W

Chodnik badawczy 16a w pokł. 407/3

Zagrożenia naturalne

- IV kategoria zagrożenia metanowego.
- Klasa B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.
- I stopień zagrożenia wodnego.
- W rejonie prowadzonych robót górniczych pokład 407/3 zaliczony jest do III kategorii wyrzutami gazów i skał.
- Zagrożenie pożarowe - pokład 407/3 (pochylnia badawcza 71): wskaźnik samozapalności węgla Sza = 68°C/min, grupa samozapalności – II, skłonność do samozapalenia – mała, w trakcie prowadzenia robót górniczych przygotowawczych, kopalnia przeprowadzać będzie dodatkowe badania prób węgla w aspekcie klasyfikacji do odpowiedniej grupy samozapalności.
- Pokład 405/1 zaliczony do I stopnia zagrożenia tąpaniami.

Chodnik badawczy 16a w pokł. 407/3

Chodnik badawczy 16a – drążony jest w pokładzie 407/3.
Drążenie rozpoczęto z pochylni badawczej 71 i prowadzone jest w kierunku na południowy-zachód („SW”), zgodnie z kierunkiem zadanym przez Dział DMG.

Miąższość pokładu na E od linii zrost (rozszczepienia) 407/3 wynosi 1,5-1,7m, w tym 1,5 -1,6 m węgla.

Miąższość pokładu na W od linii zrostu 407/3 wynosi 1,9-3,1m, w tym 1,8 – 2,7 m węgla.

Chodnik badawczy 16a w pokł. 407/3

KD „Barbara” GIG wykonała w maju 2017 pracę „Prognoza metanowości bezwzględnej dla chodnika badawczego 16a w pokładzie 407/3 w KWK „Knurów –Szczygłowice” Ruch Szczygłowice, w opracowaniu przyjęto wartość metanowości bezwzględnej dla chodnika badawczego 16a na poziomie 8,0 m^3CH_4/Mg_{CSW} i dla w/w wartości zestawiono wyniki prognozowanej metanowości bezwzględnej przy założonym postępie kombajnu od 2 do 18 m/d.

Nazwa wyrobiska	Prognozowana metanowość bezwzględna [m^3CH_4/min] dla założonego postępu drążenia wyrobiska kombajnem [m/dobę]								
	2	4	6	8	10	12	14	16	18
Chodnik badawczy 16a	2,33	2,98	3,66	4,32	4,92	5,51	5,99	6,34	6,72

Lokalizacja pobranych prób dla oznaczenia metanonośności pokł. 407/3 w chodniku badawczym 16a

	chodnik badawczy 16a m_3/Mg_{csw}
50mb	2,815
150mb.	6,101
200mb.	5,443
250mb.	4,126
300mb.	4,947
350mb.	4,568
400mb.	4,153
450mb.	1,849
500mb.	1,399
551mb.	9,379
585mb.	6,692
591mb.	7,535
635mb.	7,707
668mb.	8,826
683mb.	7,471
700mb.	4,447
750mb.	4,823
800mb.	4,158
850mb.	1,134
900mb.	5,801
920mb.	5,625
970mb.	2,974
1000mb.	6,519
1050mb.	5,69
1100mb.	10,73

Wskaźniki wyrzutowe

Postęp [mb]	Najwyższy wskaźnik intensywności desorpcji Δp max [kPa]	Maksymalny wychód zwiercin [dm³/min]	Wskaźnik zwięzłości [-]
50	1,20	2,2	0,44
100	1,73	1,8	0,42
140	1,55	3,4	0,45
190	1,80	3,2	0,40
240	1,02	2,8	0,42
300	1,66	3,0	0,43
350	1,58	2,5	0,35
395	1,46	3,0	0,42
455	1,58	3,0	0,38
500	1,56	2,8	0,40
551	1,68	2,8	0,42
599	1,48	3,0	0,46
645	1,60	3,2	0,41
700	1,40	3,1	0,42
750	1,50	3,1	0,42
798	1,14	3,0	0,43
848	1,04	3,2	0,40
900	1,20	3,1	0,41
950	1,76	3,0	0,47
1002	1,46	3,2	0,48
1051	0,50	3,0	0,42
1097	1,16	2,9	0,46
1143	0,88	2,8	0,37

Zagrożenie metanowe

Miesiąc	Postęp miesięczny	Metanowość bezwzględna m^3CH_4	Metanowość wentylacyjna m^3CH_4	Odmetanowanie (średnio-dobowe) m^3CH_4	Efektywnosć odmetanowania $^0/_0$
05.2017r.	127	2,58	2,58	-	-
06.2017r.	135	4,90	4,90	-	-
07.2017r.	201	5,17	5,17	-	-
08.2017r.	151	5,89	5,89	-	-
09.2017r.	110	4,51	4,51	-	-
10.2017r.	120	4,05	3,64	0,41	10
11.2017r.	90	4,22	3,94	0,28	7
12.2017r.	95	4,28	4,07	0,21	5
01.2018r.	110	4,07	3,74	0,33	8

Podstawa i cel odmetanowania wyrobiska:

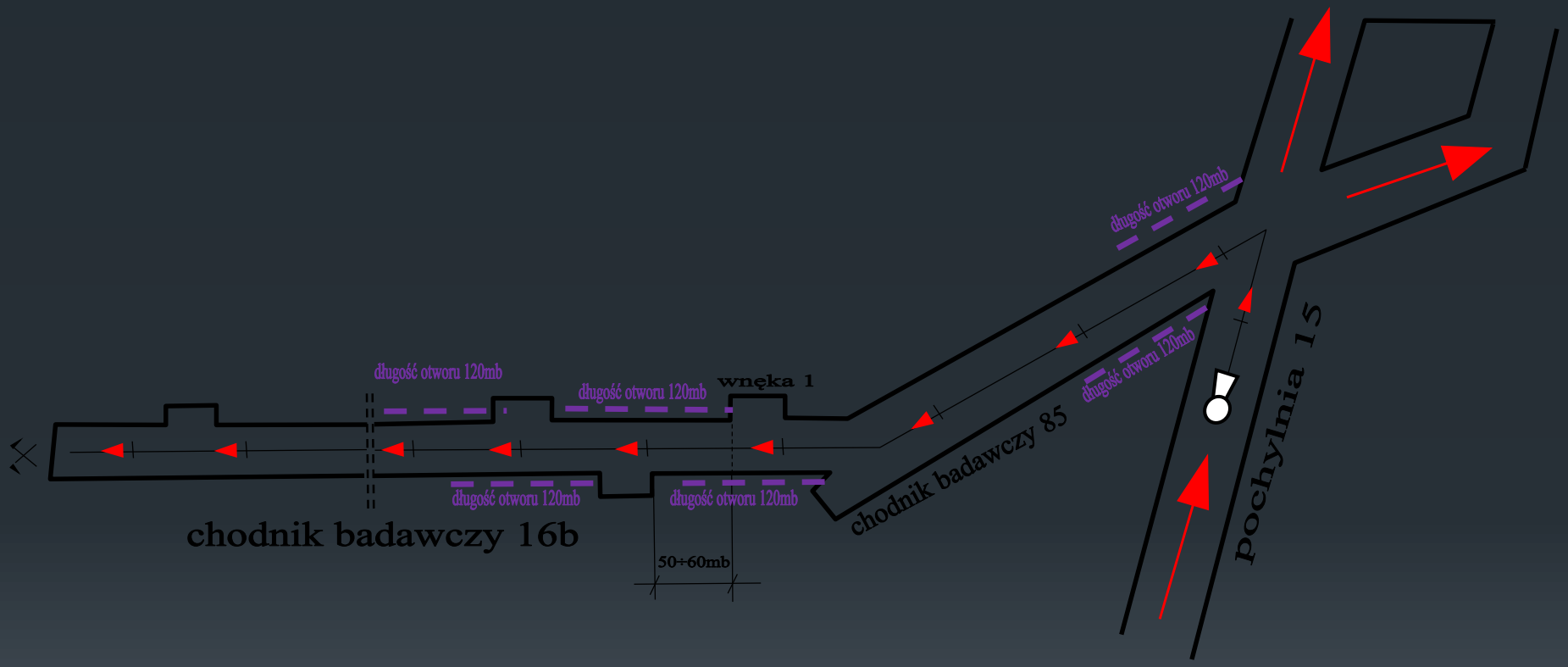
Projekt odmetanowania chodnika 16a w pokładzie 407/3 wykonano na podstawie:

- §38 *„Rozporządzenia Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych”* (Dz. U. poz. 1118).

- Planem Ruchu JSW S.A. KWK „Knurów-Szczygłowice” na lata 2015-2017. W zestawieniu planowanych wyrobisk udostępniających i wyrobisk przygotowawczych */wyrobiska przygotowawcze/* - wzór nr 7, chodnik badawczy 16a ujęty jest pod liczbą porządkową nr 89.

- „Kompleksowym projektem eksploatacji pokładów zagrożonych tąpaniami na lata 2015-2017” wraz z aneksem zewnętrznym nr II.
- „Prawo Geologiczne i Górnicze” - Ustawa z dnia 9 czerwca 2011r.

Otwory metanowe dla chodnika badawczego 16a wiercone będą zgodnie z kierunkiem zadanym przez Dział TMG.
W projekcie przedstawiono technologię prowadzenia odmetanowania chodnika badawczego 16a w pokładzie 407/3 drążonego w warunkach III kategorii zagrożenia wyrzutami gazów i skał oraz sposób przeprowadzenia próby wstępnego odmetanowania pokładu 407/3 na kierunku drążenia chodnika.


długość otworu 120mb
długość otworu 120mb
wnęka 1
długość otworu 120mb
długość otworu 120mb
długość otworu 120mb
długość otworu 120mb
chodnik badawczy 16b
50÷60mb
chodnik badawczy 85
pochylnia 15

Odmetanowanie chodnika badawczego 16a w pokładzie 407/3 prowadzone będzie otworami metanowymi z wnęk wiertniczych lub poszerzeń, usytuowanych w północnym i południowym ociosie wyrobiska.

Wiercenie otworów metanowych z wnęk wiertniczych lub poszerzeń pozwoli na uzyskanie kierunku otworu zbliżonego do osi drążonego wyrobiska oraz ograniczy możliwość wystąpienia połączeń szczelinowych otworów z wyrobiskiem.

Zakłada się wykonanie wnęk lub poszerzeń w odległości 30 ÷ 80m.

Odstępy pomiędzy wnękami lub poszerzeniami oraz ich rozmieszczenie w ociosach wyrobiska należy również uzależnić od wartości wykonywanych w trakcie drążenia wyrobiska pomiarów parametrów zagrożenia wyrzutowego oraz wymaganego natężenia odmetanowania.

Z każdej wnęki lub poszerzenia zostaną odwiercone 1÷ 3 otwory metanowe w pokładzie węgla. Ilość otworów metanowych uzależniona będzie od poziomu zagrożenia metanowego w rejonie chodnika badawczego 16a w pokładzie 407/3 oraz warunków geologiczno – górniczych.lub poszerzeń w północnym lub południowym ociosie chodnika badawczego 16b.

Z każdej wnęki lub poszerzenia zostały odwiercone 1÷ 3 otwory metanowe w pokładzie węgla. Ilość otworów metanowych uzależniona była od poziomu zagrożenia metanowego w chodniku badawczym 85 w pokł. 405/3 a następnie w chodniku badawczym 16b w pokładzie 405/1i 405/3 oraz warunków geologiczno – górniczych.

Otwory wiercone z wnęk wiertniczych, poszerzeń w południowym lub północnym ociosie chodnika badawczego 16a w pokładzie 407/3

Nr otworu	Kąt odchylenia od osi wyrobiska	Kąt odchylenia od osi wyrobiska	Długość otworu
1.	3°	± 0°	50,0m÷120,0m
2.	5°	± 0°	50,0m÷120,0m
3.	8°	± 0°	50,0m÷120,0m

Ujęcie metanu

Miesiąc	Ilość mieszanki m^3	Ilość metanu m^3	Średnia koncentracja $^0/_0CH_4$	Średnie ujęcie mieszanki m^3/min	Średnie ujęcie metanu m^3/min
10.2017r.	9504,0	3513,0	37	1,1	0,4
11.2017r.	2160,0	403,2	19	1,5	0,3
12.2017r.	29952,0	8928,0	30	0,7	0,2
01.2018r.	7344,0	2880,0	39	0,8	0,3

Dziękuję za uwagę



Prowadzenie jazdy ludzi kubłowym wyciągiem szybowym z zastosowaniem nowego naczynia

Manriding of personnel on a bucket-type shaft hoisting system with the use of a new conveyance

Ireneusz Gumola
PPG „ROW-JAS" Sp. z o.o.

STRESZCZENIE: KWK „Budryk" zleciło firmie PPG „ROW-JAS" kompleksową obsługę górniczego wyciągu szybowego kubłowego szybu VI w przedziale „S". Zakres obsługi obejmował także prowadzenie jazdy ludzi. Realizowano ją za pomocą kubła urobkowego tak jak w okresie pogłębiania i zbrojenia szybu. Wykonanie jazdy ludzi kubłem pozwalało na opuszczenie 9 pracowników na poz. 1290 w ciągu 20 min. Taka przepustowość ze względu na zwiększające się potrzeby kopalni nie była satysfakcjonująca a także powodowała ograniczenie czasu pozostałego na inne prace w szybie. Zdecydowano się na zastosowanie naczynia nowej konstrukcji podwieszanego na haku zawieszenia kubłowego. Minimalnym nakładem kosztów uzyskano 4-ro krotny wzrost przepustowości, znaczący wzrost bezpieczeństwa transportowanej załogi nie pozbawiając wyciągu szybowego dotychczasowych funkcji i możliwości kontynuacji modernizacji szybu VI.

ABSTRACT: The 'Budryk' Hard Coal Mine subcontracted PPG 'ROW-JAS' for comprehensive operation of the bucket-type hoisting system installed in the 'S' compartment of the shaft No. 6. The scope of services included also manriding of personnel, which was carried out with the use of a bucket conveyance designed for hoisting of minerals, similarly to the solution that used to be in place during deepening and equipping of the shaft. Manriding of personnel in a bucket conveyance enabled lowering of 9 persons down to the level of 1,290 m in 20 minutes. Due to increasing needs of the coal mine, such a throughput of the hoisting system proved to be insufficient since it led to mitigation of time that remained for other jobs in the shaft. It is why the decision was made to design a new conveyance suspended on the hook of the bucket sling. Eventually, only modest expenditures made it possible to achieve fourfold growth of the system performance, substantially improved safety of conveyed personnel with no compromise to previous functionalities of the shaft hoisting system and further upgrade of the shaft No. 6.

SŁOWA KLUCZOWE: jazda ludzi, poprawa bezpieczeństwa

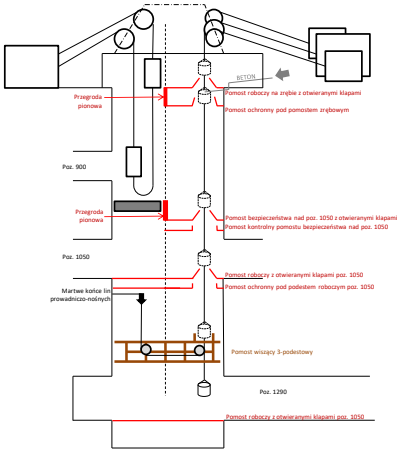
WSTĘP

Firma PPG „ROW-JAS" pogłębiła i zazbroiła szyb VI JSW S.A. KWK „Budryk" do poz. 1290. Po zgłębieniu i zazbrojeniu szybu kopalnia zdecydowała się zlecić firmie transport ludzi

na poz. 1050 i 1290 górniczym wyciągiem szybowym kubłowym wykorzystywanym wcześniej do drążenia i zbrojenia szybu. Naczyniem do transportu ludzi był kubeł urobkowy o pojemności 3m^3 mieszczący 9 osób. Cykl polegający na wejściu załogi do kubła, zjeździe na dół i wydaniu naczynia na zrąb trwał ok. 20 minut. Oznaczało to wydajność 27 osób na godzinę opuszczonych na poz. 1290. Transport pracowników kopalni do robót rozcinkowych na poz. 1290 kubłem okazał się nie zaspokajać potrzeb kopalni i niemal całkowicie uniemożliwiał prowadzenie dalszych robót szybowych związanych z budową w szybie niezbędnych dla nowego poziomu rurociągów klimatyzacji, odmetanowania i gazów inertnych.

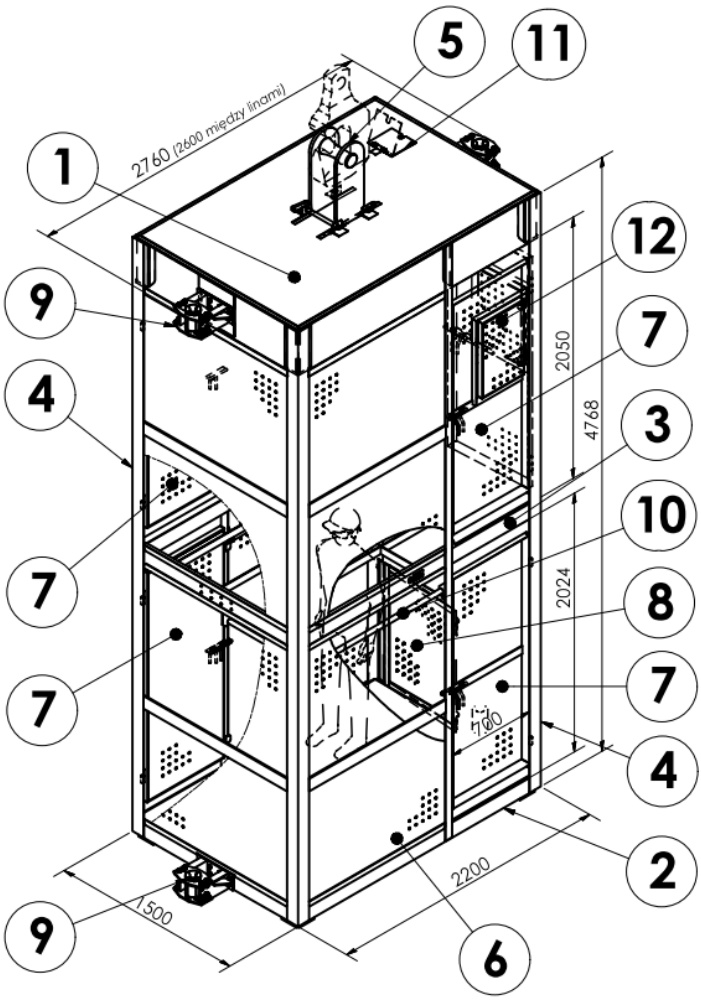
NACZYNIE DO JAZDY LUDZI

Budowa przedziału południowego szybu VI do pogłębiania szybu przedstawiona została na rysunku 1.



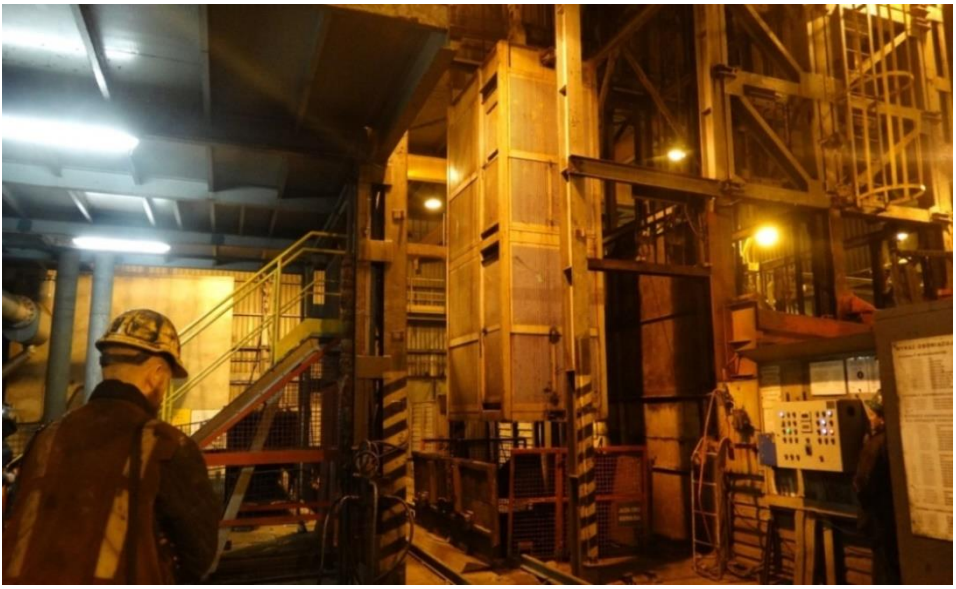
Rys. 1. Uproszczony rzut pionowy szybu VI KWK „Budryk”
Fig. 1. Simplified vertical cross-section of the shaft No. 6 at the ‘Budryk’ Hard Coal Mine

Jest to klasyczny układ z pomostami roboczymi i pomostem bezpieczeństwa wyposażonymi w otwierane klapy, pomostem wiszącym podwieszonym na dwóch linach prowadniczo-nośnych zamocowanych z jednej strony do zawieszeń końców lin a z drugiej nawijanych na wciągarki. Naczynie zawieszone na haku zawieszenia kubłowego prowadzone było saniami prowadniczymi po linach prowadniczo-nośnych pomostu wiszącego. Po zgłębieniu i zazbrojeniu szybu na poz. 1290 zabudowany został pomost roboczy umożliwiający wysiadanie z kubła urobkowego na poz. 1290.
Nowe naczynie do jazdy ludzi ma postać klasycznej dwupiętrowej klatki przystosowanej do zawieszenia na istniejącym zawieszeniu kubłowym. Zasadniczo składa się z głowicy z zawieszeniem, pomostu dolnego i górnego połączonych cięgłami nośnymi z głowicą. Całość zamyka poszycie z blachy perforowanej, w którym umieszczono drzwi pięter oraz włazy ewakuacyjne. Każde piętro posiada dwoje drzwi i jeden właz ewakuacyjny. Drzwi zostały umiejscowione w ścianach bocznych poszycia. Włazy ewakuacyjne znajdują się w ścianie czołowej umożliwiając ewakuację do przedziału drabinowego.

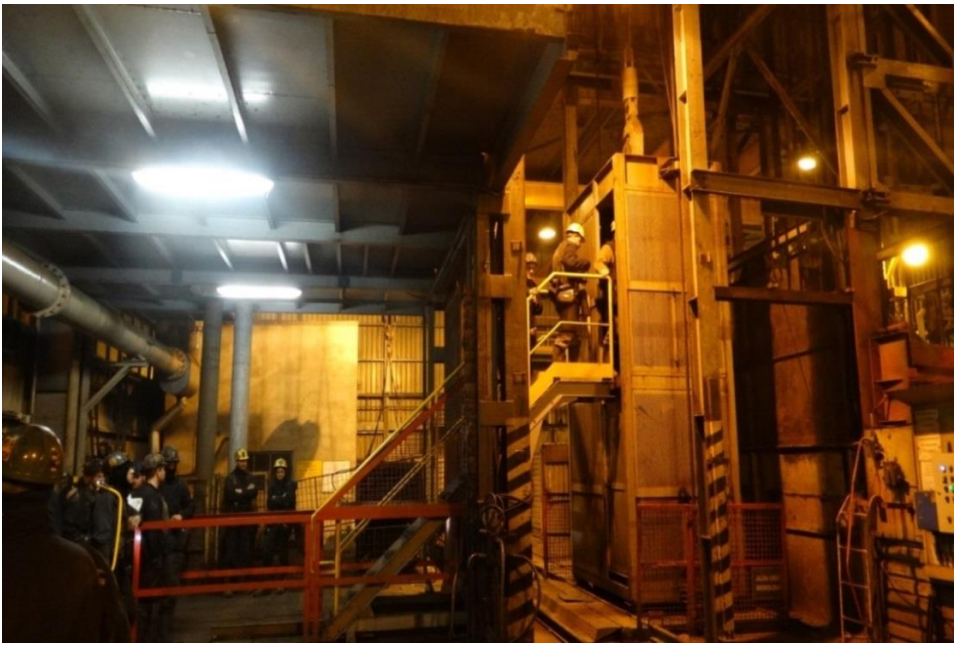


Rys. 2. Budowa naczynia do jazdy ludzi
Fig. 2. Design of the manriding conveyance

Wsiadanie i wysiadanie załogi z naczynia odbywa się przy posadowionym naczyniu na zamknięte klapy pomostu. Wyeliminowano konieczność korzystania z drabinki – co nie było wygodne dla załogi. Dostęp do drzwi dolnego piętra zapewniony jest bezpośrednio z pomostów. Aby zapewnić dostęp do drzwi górnego piętra zabudowano ciągi komunikacyjne na zrębie oraz pomostach roboczych na poz. 1050 i 1290. Na zrębie zrealizowano to poprzez wsiadanie i wysiadanie załogi schodami dosuwanymi do naczynia siłownikiem pneumatycznym sterowanym przez sygnalistę. Schody wejściowe dosuwane są do drzwi górnego piętra naczynia po jego posadowieniu na zamkniętych klapach pomostu zrębowego.
Na poz. 1050 i 1290 wejście załogi do górnego piętra odbywa się przez stałe schody.



Rys. 3. Naczynie do jazdy ludzi nad klapami pomostu zrębowego,
schody wejściowe odsunięte od naczynia
Fig. 3. The manriding conveyance placed above hinged guards of the outset
service platforms with ingress stairs moved away of the conveyance



Rys. 4. Wsiadanie załogi na górne piętro naczynia na zrębie
Fig. 4. Personnel enters the top floor of the conveyance at the shaft outset

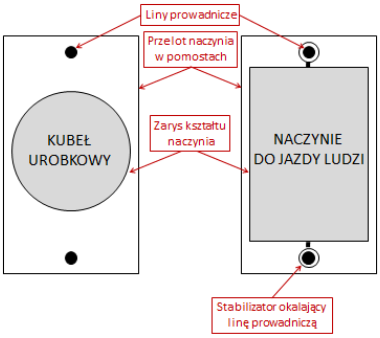


Rys. 5. Schody wejściowe na górne piętro naczynia poz. 1050
Fig. 5. Fixed stairs leading to the top floor of the conveyance at the level 1,050 m



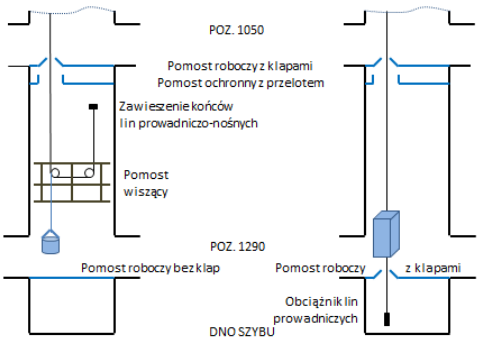
Rys. 6. Schody wejściowe na górne piętro naczynia poz. 1290
Fig. 6. Fixed stairs leading to the top floor of the conveyance at the level 1,290 m

Różnice w układzie komunikacji na poszczególnych poziomach wymusiły również zabudowę drzwi na górnym i dolnym piętrze naczynia po obu stronach – drzwi po stronie prawej i lewej naczynia po jego przekątnej zarówno w górnym i dolnym piętrze. Prostokątny kształt naczynia wymusił zastosowanie stabilizatorów okalających liny prowadnicze zabezpieczające naczynie przed obrotem wokół osi liny – kubeł ze względu na okrągły kształt i zastosowanie zawieszenia obrotowego nie wymagał stosowania takiego rozwiązania.



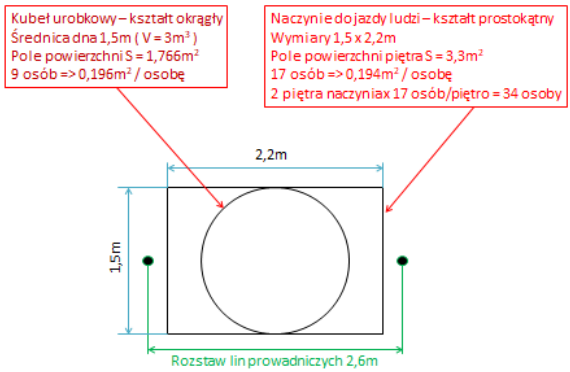
Rys. 7. Kubeł urobkowy i naczynie do jazdy ludzi w przelotach
Fig. 7. Outlines of the bucket for hoisting of minerals and the manriding conveyance in the shaft cross-section

Podobnie ze względu na kształt naczynia uległ likwidacji pomost wiszący a tym samym liny prowadniczo-nośne zmieniły funkcję na prowadnicze. Uległy likwidacji zawieszenia martwych końców lin prowadniczo-nośnych na poz. 1050. Po likwidacji pomostu wiszącego prace szybowe związane z montażem zbrojenia, rurociągów i kabli prowadzone są z naczynia specjalnego do prac w szybie.



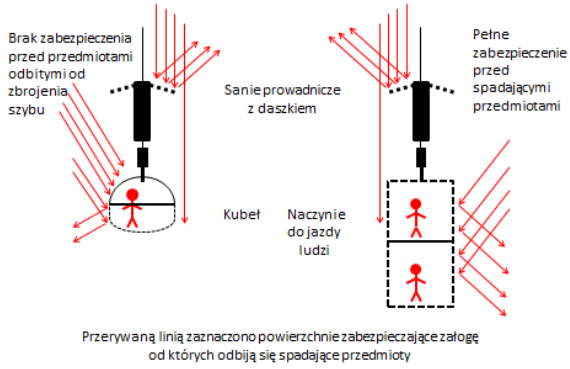
Rys. 8. Układ lin prowadniczych naczynia w szybie z i bez pomostu wiszącego
Fig. 8. Arrangement of guiding ropes in the shaft with and without the suspended platform

Liny prowadnicze zostały wpuszczone pionowo do szybu i obciążone ciężarami. Dzięki zastosowaniu naczynia do jazdy ludzi zwiększono ilość osób opuszczanych jednorazowo z 9 osób w kuble na 34 osoby w naczyniu do jazdy ludzi (po 17 osób na piętro) przejście z powierzchni okrągłej średnicy 1,5 m na prostokątną o wymiarach 1,5x2,2 m.



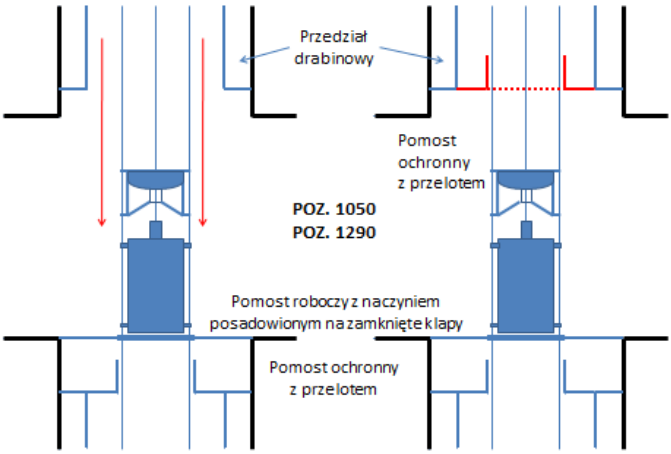
Rys. 9. Porównanie powierzchni dna kubła i naczynia do jazdy ludzi
Fig. 9. Comparison between the area of the bucket bottom and the floor footprint of the manriding conveyance

Prócz zwiększenia ilości osób na jeden kurs naczynia wzrosło znacznie bezpieczeństwo. W kuble załogę zabezpieczał jedynie daszek sań prowadniczych. Obecnie zabezpiecza całe naczynie, w którym załoga podobnie jak w klasycznej klatce jest zamknięta – całe naczynie stanowi konstrukcja nośna obudowana blachą z otworami.



Rys. 10. Narażenie ludzi w kuble urobkowym i naczyniu do jazdy ludzi na uderzenie przedmiotami spadającymi w szybie
Fig. 10. Exposure of personnel travelling in the bucket for hoisting of minerals and in the manriding conveyance to the hazard of being hit by objects falling down in the shaft

Celem większej poprawy bezpieczeństwa podczas wsiadania i wysiadania załogi z naczynia, które w klasycznym układzie klatki kopalnianej odbywa się w stronę wlotów szybu zabudowano pomosty ochronne nad poz. 1050 i 1290.



Rys. 11. Poprawa bezpieczeństwa po zabudowie pomostu ochronnego nad pomostem roboczym
Fig. 11. Improved occupational safety after construction of a safeguarding canopy above the working platform

Załoga wysiada w świetle szybu pod pomostami ochronnym wyposażonymi w przeloty dla naczynia. Wymusiło to wydłużenie stref spowolnionego przejazdu nad poziom 1050 i 1290 realizowanych przez regulator jazdy maszyny wyciągowej. Celem przyspieszenia procesu zmiany naczynia podwieszonego na haku zawieszenia kubłowego dostosowano pomost roboczy na poz. 1290 do odstawienia naczynia do jazdy ludzi pod pomostem bez konieczności demontażu stabilizatorów lin prowadniczych przez zabudowę klap w pomoście i konstrukcji posadowienia naczynia pod pomostem roboczym. Po posadowieniu naczynia na konstrukcji posadowienia pod pomostem roboczym na poz. 1290 następuje wypięcie haka zawieszenia kubłowego, zamknięcie klap i na platformie jezdnej podstawienie kubła urobkowego w oś liny nośnej oraz zawieszenie kubła urobkowego na hak zawieszenia.



Rys. 12. Naczynie do jazdy ludzi posadowione pod pomostem roboczym poz. 1290 przed odczepieniem zawieszenia kubłowego
Fig. 12. The manriding conveyance placed below the working platform at the level of 1,290 m prior to decoupling of the bucket sling



Rys. 13. Schody wejściowe na górne piętro naczynia poz. 1290 i odstawiony na platformę kubeł urobkowy (widok od strony miejsca posadowienia naczynia na klapach).
Fig. 13. Fixed ingress stairs leading to the top floor of the manriding conveyance at the level of 1,290 m and the bucket for hoisting of minerals placed on the working platform (view from the side where the conveyance is to be placed on the hinged guards)

Po analizie wszystkich możliwości jazdy naczynia i komunikacji (wsiadanie i wysiadanie załogi z naczynia) wykonano projekt naczynia a jego zastosowanie skonsultowano ze Specjalistycznym Urzędem Górniczym i Wyższym Urzędem Górniczym. Wstępnie zaakceptowany projekt poddano weryfikacji w jednostce certyfikacji wyrobów Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego. Po uzyskaniu akceptacji CBiDGP wyprodukowano egzemplarz naczynia i poddano go procesowi dopuszczenia do stosowania w podziemnych zakładach górniczych. Uzyskanie dopuszczenia do stosowania w podziemnych zakładach górniczych było pierwszym krokiem w całym procesie wdrażania nowego naczynia do górniczego wyciągu szybowego. Wdrożenie ww. rozwiązań technicznych wymagało wykonania Dodatku do dokumentacji górniczego wyciągu szybowego zatwierdzonego przez KRZG oraz uzyskania pozwolenia Dyrektora Specjalistycznego Urzędu Górniczego na prowadzenie ruchu po wprowadzonych zmianach. Rozwiązania techniczne opisane wyżej umożliwiły sprawne prowadzenie jazdy ludzi dla załogi kopalnianej, poprawę bezpieczeństwa jazdy ludzi wyciągiem kubłowym i zwiększenie przepustowości przedziału południowego szybu VI. Obecnie na styku zmian średnio około 210 osób jest przewożonych naczyniem do jazdy ludzi. Daje to liczbę ponad tysiąca pasażerów na dobę. Dodatkowo zmniejszono czas wymiany naczynia co spowodowało zwiększenie czasu na prowadzenie robót w szybie zleconych przez kopalnię – zabudowa rurociągów, kabli itp. Minimalizacja czasu przejazdu załogi KWK na poszczególne poziomy pozwoliła na sprawny dalszy transport do miejsca prowadzonych robót środkami transportu KWK a także wydłużenie czasu na prace firmy na rzecz KWK w szybie. Idea naczynia do jazdy ludzi i jego rozwiązania konstrukcyjne zostały opatentowane – nr P.422577, bez zgody PPG „ROW-JAS” nie mogą być stosowane.

Wykorzystanie tomografii pasywnej do śledzenia zmian rozkładu pola prędkości fali sejsmicznej P wraz z rozwojem eksploatacji na przykładzie KWK PIAST-ZIEMOWIT

Rajmund Horst, Krzysztof Kuczowicz, Adrian Gołda
Polska Grupa Górnicza S.A. Oddział KWK Piast-Ziemowit

Adam Lurka
Główny Instytut Górnictwa

STRESZCZENIE: W artykule przedstawiono sposób wykorzystania metody tomografii pasywnej w celu śledzenia zmian rozkładu pola prędkości fali sejsmicznej P na przykładzie eksploatacji pokładu 209 ścianą 913 w bloku D. Zastosowanie oddziałowego systemu obserwacji sejsmologicznej pozwoliło na rejestrację i wykorzystanie wstrząsów niskoenergetycznych. Do obliczeń metodą tomografii pasywnej które do tej pory nie były wykorzystywane z uwagi na brak odpowiednich poligonów oraz metodyki.

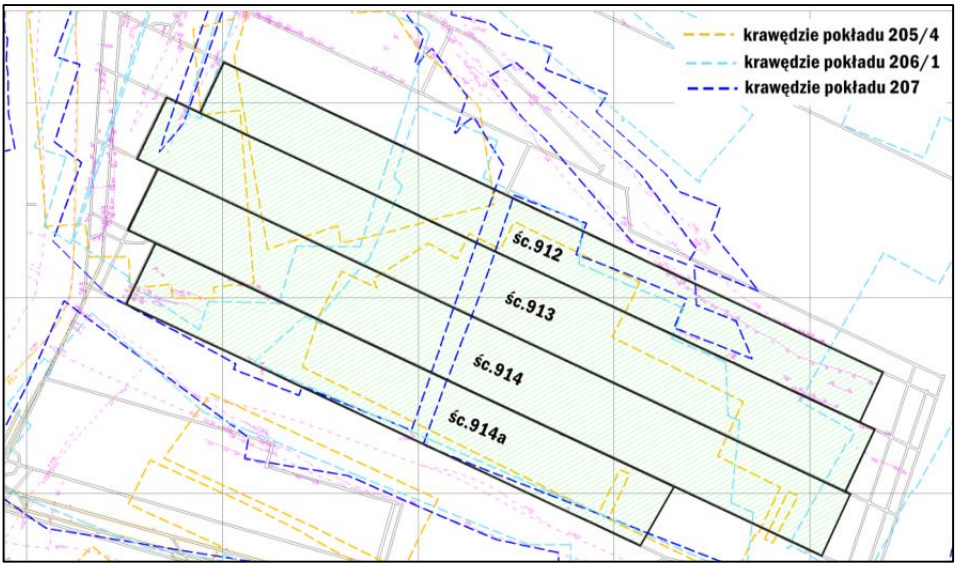
SŁOWA KLUCZOWE: aktywność sejsmiczna, tomografia pasywna, oddziałowa sieć obserwacyjna

1. WPROWADZENIE

Wysoka aktywność sejsmiczna w trakcie prowadzenia eksploatacji może stwarzać zagrożenie dla realizacji zadań produkcyjnych. Dlatego istotne jest wprowadzanie nowych, informatywnych metod rozpoznania zagrożenia sejsmicznego wykorzystujących istniejące sieci sejsmologiczne na kopalniach. Zastosowanie metody ciągłej obserwacji tomograficznej umożliwia bieżącą analizę zmian pola prędkości w rejonach prowadzonej eksploatacji dając w wyniku możliwość krótkookresowej oceny stanu zagrożenia sejsmicznego. Pozwala tym samym określić poziom bezpieczeństwa robót górniczych bez wprowadzania dodatkowych znacznych nakładów finansowych. Istotnym czynnikiem pozwalającym osiągnąć ten cel jest wykorzystanie oddziałowego systemu sejsmologicznego o zwiększonej czułości do rejestracji większej liczby zjawisk sejsmicznych o niskich energiach w sposób umożliwiający ich wykorzystanie w obliczeniach tomograficznych. Wynikowe mapy pola prędkości fali P korelowane z sejsmicznością występującą zaraz po obliczeniach tomograficznych pozwalają na określenie predykcyjnych cech wprowadzonej metody.

2. CHARAKTERYSTYKA WARUNKÓW GEOLOGICZNO-GÓRNICZYCH W POKŁADZIE 209 – BLOK D W REJONIE ŚCIANY 913

Ściana 913 w pokładzie 209 zlokalizowana była w bloku D, w północno- wschodniej części OG „Lędziny". Ta część pokładu 209 zaliczona została decyzją Dyrektora OUG w Katowicach do I stopnia zagrożenia tąpaniami. Ściana 913 była trzecią ścianą, którą eksploatowano pokład 209 w bloku D, jej parametry przedstawia tabela 1. Dotychczasowa eksploatacja prowadzona była z zachodu na wschód, w kolejności z południa na północ, systemem ścianowym podłużnym z zawałem stropu, na całą grubość pokładu do 4,3 m. Pierwszą była ściana 914a, wybierana w latach 2011-2012, a kolejną ściana 914, która prowadziła eksploatację w 2012 roku. Ściana 913 została uruchomiona w III kwartale 2012 roku, prowadziła eksploatację pokładu 209 do III kwartału 2013 roku (rys. 1).



Rys. 1. Eksploatacja pokładu 209 w bloku D
Figure 1. 209 seam exploitation in D block

Tabela 1. Wskaźniki i parametry ściany 913
Table 1. Indicators and parameters of 913 longwall

Lp.	Wskaźniki i parametry	Wielkość
1	Długość ściany	169 m
2	Wysokość ściany	do 4,3m
3	Wybieg ściany	1995m
4	Postęp	miesięcznie około 200m
5	Wydobycie	około 9 000 t/dobę
6	Zabiór kombajnu	0,8 m

2.1. Warunki geologiczne i parametry geomechaniczne skał w rejonie ściany 913

Pokład 209 w rejonie ściany 913 zalega na głębokości od 598 m do 625 m, nachylenie waha się od 0° do 6° jest zmienne w kierunku południowo-zachodnim, miąższość pokładu w polu ściany wynosi 4,19 m - do 4,63 m, z przerostem łupku laterytowego o miąższości do 0,13 m oraz z przerostem łupku ilastego zalegającego poniżej laterytu o miąższości0,1-0,3 m. Spąg pokładu stanowi łupek ilasty o miąższości od 1,0 do 3,9 m, poniżej piaskowiec średnioziarnisty. W stropie bezpośrednim zalega łupek ilasty o miąższości od 0,0 do 3,0 m, powyżej piaskowce różnoziarniste. Strop zasadniczy stanowi piaskowiec różnoziarnisty o miąższości do około 60,4 m, nad którym zalega nieeksploatowany pokład 208 o grubości od 0,0 do 1,7 m. Ponad pokładem 208 występuje ok. 74-metrowa ława różnoziarnistych piaskowców. Ponad tą ławą, w odległości pionowej ok. 120m od pokładu 209 zalegał wybrany w latach 1984-1992 pokład 207. Nad pokładem 207 zalega seria różnoziarnistych piaskowców z wiązkami pokładów węgla 206 i 205, z których eksploatowano pokłady 206/1i 205/4, odległe odpowiednio ok. 215-225 m i 265-289 m od pokładu 209.

2.2. Parametry wytrzymałościowe skał i pokładu są następujące:

- średnia wytrzymałość węgla pokładu 209 na jednoosiowe ściskanie R_c wynosi 24,7MPa (od 22,3 do 30,3MPa), wyznaczona na podstawie 10 badań penetrometrycznych,
- wytrzymałość łupku ilastego i piaskowców stropu bezpośredniego (w przedziale 0-10 m) wynosi około 27,5MPa (21,6 do 32,6MPa), wyznaczona na podstawie 9 badań penetrometrycznych,
- wskaźnik W_{TG} w dla pokładu 209 wynosi 5,98,
- wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie R_c skał spągowych wynosi 29,3 MPa (19,6 do 34,7 MPa), wyznaczona na podstawie 5 badań laboratoryjnych.

Tabela 2. Zestawienie warunków górniczo-geologicznych w rejonie ściany 913
Table 2. Mining and geological conditions in the area of 913 longwall

Lp.	Wskaźniki i parametry	Wymiar	Wielkość
1	Grubość pokładu	m	4,19-4,63
2	Nachylenie pokładu	stopnie	0-6
3	Głębokość zalegania	m	598-625
4	Strop bezpośredni	-	0-3,0 m łupek ilasty
5	Strop zasadniczy	-	39,8-60,4 m piaskowiec różnoziarnisty
6	Spąg pokładu	-	1,0-3,9 m łupek ilasty
7	R_c stropu	MPa	27,5
8	R_c węgla	MPa	24,7
9	R_c spągu	MPa	29,3
10	W_{TG} w obrębie parceli	-	5,98
11	*f* - zwięzłość węgla	-	0,83-1,28

2.3. *Informacja o dokonanej eksploatacji pokładów niżej i wyżej zalegających*

W rejonie prowadzonej eksploatacji pokładu 209 ścianą 913 nie dokonano eksploatacji pokładów niżej leżących, natomiast powyżej prowadzone były roboty górnicze w pokładach 205/4, 206/1 i 207, w związku z czym nad polem eksploatacyjnym ściany 913 i w jego sąsiedztwie występują krawędzie eksploatacji oraz pozostawione fragmenty pokładów. Sytuację górniczą w rejonie przedstawia tabela 3.

Tabela 3. Sytuacja górnicza w rejonie pokładu 209 w bloku D
Table 3. Mining conditions in the area of 209 seam in D block

Pokład	Głębokość zalegania [m]	Miąższość [m]	Odległość do pokładu wybieranego [m]	Odległość między pokładami [m]	Stan wyeksploatowania pokładu w partii
205/4	320–360	1,6	+280	60	–
206/1	380–420	2,0	+220	110	zroby + eksploatacja
207	460–500	3,0	+110	60	zroby
208	520–560	0,4	+50	50	–
209	570–610	4,4	–	–	zroby
211	610–670	0,9	–60	60	–
212	660–700	2,0	–130	70	–
215	770–810	1,4	–240	110	–
308	900–940	2,4	–370	130	–

3. DOTYCHCZASOWA AKTYWNOŚĆ SEJSMICZNA TOWARZYSZĄCA EKSPLOATACJI POKŁADU 209 W BLOKU D

Okresowo obserwowana aktywność sejsmiczna, szczególnie w trakcie przechodzenia ścian pod krawędziami eksploatacji dokonanej w pokładach 207, 206/1 i 205/4 odległych odpowiednio 110, 220 i 280 m od pokładu 209, była wysoka. Ze względu na duże odległości pomiędzy eksploatowanymi pokładami, pozostawione fragmenty pokładów i wytworzone krawędzie nie powodują powstawania wyraźnych stref koncentracji naprężeń w samym pokładzie 209. Krawędzie eksploatacji, strefy uskokowe i inne powierzchnie osłabionej wytrzymałości mają jednak znaczny wpływ na obraz sejsmiczności w tym rejonie, generując liczne wstrząsy, często o wysokiej energii [3]. Z uwagi na duże odległości przedmiotowych krawędzi od pokładu 209 oraz duże spękania serii piaskowców między pokładami, energia sejsmiczna wstrząsów jest silnie tłumiona. Zestawienie ilościowo-energetyczne wstrząsów zarejestrowanych w trakcie eksploatacji pokładu 209 w bloku D przedstawiono w tabeli 4.

Tabela 4. Aktywność sejsmiczna górotworu zarejestrowana w trakcie wybierania pokładu 209 w bloku D
Table 4. Seismic activity recorded during the 209 exploitation in D block

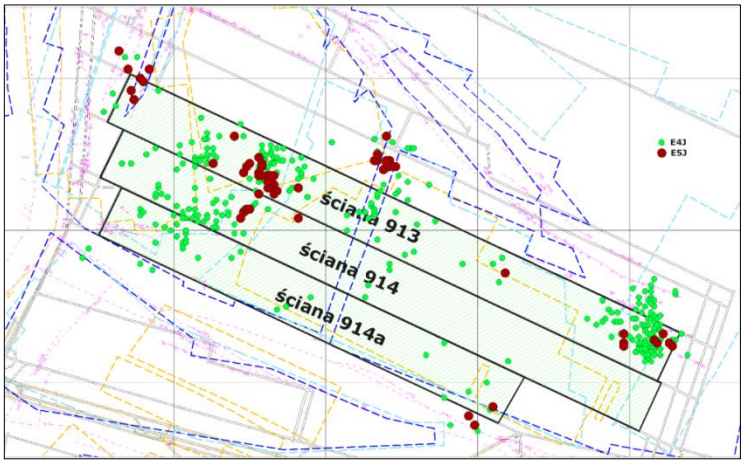
Ściana	Okres eksploatacji	Liczba wstrząsów w przedziałach energetycznych						Suma wstrząsów	Sumaryczna energia wstrząsów [J]
		10^2 J	10^3 J	10^4 J	10^5 J	10^6 J	10^7 J		
914a	2011–2012	512	119	39	2	–	–	672	$2{,}61 \cdot 10^6$
914	2012–2013	1974	249	57	8	–	–	2288	$5{,}60 \cdot 10^6$
913	2012–2013	4797	436	164	40	–	–	5437	$2{,}28 \cdot 10^7$
912	od 2013	598	102	19	–	–	–	719	$1{,}09 \cdot 10^6$
Razem		7881	906	279	50	–	–	9116	$3{,}21 \cdot 10^7$

Ściana 913 została uruchomiona w III kwartale 2012 roku. Okresowo obserwowano wysoką aktywność sejsmiczną (tab. 5), zwłaszcza w rejonie krawędzi eksploatacji pokładów nadległych.

Tabela 5. Aktywność sejsmiczna zarejestrowana w trakcie wybierania pokładu 209 ścianą 913
Table 5. Seismic activity recorded during the 209 seam exploitation by the 913 longwall

Rok	Okres eksploatacji	Liczba wstrząsów w przedziałach energetycznych						Suma wstrząsów	Sumaryczna energia wstrząsów [J]
		10^2 J	10^3 J	10^4 J	10^5 J	10^6 J	10^7 J		
2012	wrzesień	17	10	2	–	–	–	29	8,34E+04
	październik	456	43	1	6	–	–	506	1,68E+06
	listopad	597	71	24	2	–	–	694	1,57E+06
	grudzień	550	15	5	3	–	–	573	2,57E+06
2013	styczeń	437	33	33	13	–	–	516	6,54E+06
	luty	631	56	17	3	–	–	707	1,62E+06
	marzec	312	15	2	–	–	–	329	1,71E+05
	kwiecień	393	65	20	1	–	–	479	1,15E+06
	maj	301	28	8	7	–	–	344	3,10E+06
	czerwiec	209	14	2	2	–	–	227	1,12E+06
	lipiec	401	12	1	2	–	–	416	9,19E+05
	sierpień	314	20	2	–	–	–	336	1,15E+05
	wrzesień	276	142	94	8	–	–	520	6,04E+06
	październik	164	82	19	–	–	–	265	9,56E+06
	listopad	11	1	–	–	–	–	12	2,60E+03
	grudzień	12	2	2	–	–	–	16	3,04E+04
Razem		5082	609	232	47	0	0	5970	2,76E+07

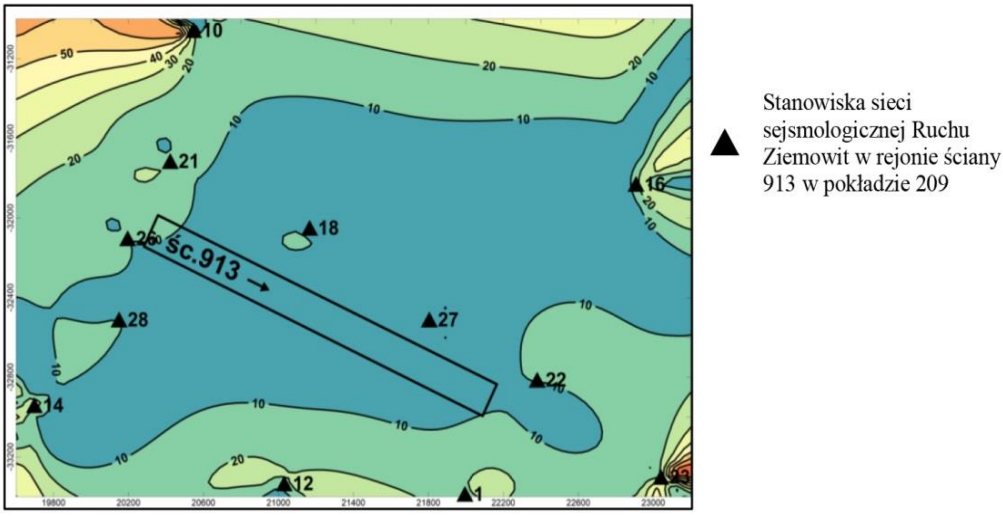
Zarejestrowana w trakcie eksploatacji pokładu 209 w bloku D aktywność sejsmiczna została przedstawiona na rysunku 2.



Rys. 2. Zarejestrowana aktywność sejsmiczna w trakcie eksploatacji pokładu 209 blok D
Fig. 2. Seismic activity recorded during the 209 seam exploitation in D block

4. OCENA JAKOŚCI SIECI SEJSMOLOGICZNEJ ORAZ MOŻLIWOŚCI DETEKCJI WSTRZĄSÓW NISKOENERGETYCZNYCH

Obszar ściany 913 został objęty obserwacjami na bazie oddziałowej sieci obserwacyjnej.



Rys. 3. Mapa błędów lokalizacji XY [m] dla sieci sejsmologicznej w rejonie ściany 913 w pokładzie 209
Fig. 3. Location error map XY [m] for seismic network in the area of 913 longwall in 209 seam

Duża liczba stanowisk, zlokalizowanych w bliskiej odległości do rejonu prowadzonych robót górniczych spowodowała rejestrację znacznej liczby wstrząsów, szczególne w niższych klasach energetycznych, w sposób pozwalający na wykorzystanie ich w obliczeniach tomograficznych. Lokalizacja ognisk wstrząsów oraz określanie energii zjawisk sejsmicznych wykonywano za pomocą oprogramowania zintegrowanego z aparaturą SOS - SEJSGRAM i MULTILOK autorstwa prof. nzw. Adama LURKI. Obserwacja rejonu eksploatacji pokładu 209 ścianą 913 w latach 2012- 2013 oparta była na stanowiskach o numerach 18, 21, 22, 26, 27, 28 usytuowanych w bliskim sąsiedztwie pola eksploatacyjnego ściany oraz stanowiskach 1, 10, 12, 14, 16, 23 (rys. 3). Poziom błędów lokalizacji położenia epicentrum wstrząsu dla sieci sejsmologicznej w rejonie ściany 913 w pokładzie 209 (założono błąd czasu wejścia fali P – 10 m i błąd w modelu prędkościowym 200 m/s) zawierał się w granicach od 10 m do 20 m. (rys. 3). Błąd ten można uznać za wystarczająco mały do prowadzenia obliczeń metodą tomografii pasywnej.

Tabela 6. Średnie wartości amplitud szumu sejsmicznego dla poszczególnych kanałów pomiarowych sieci sejsmologicznej w rejonie śc. 913
Table 6. Average values of seismic noise amplitudes (E-07 [m/s]) for individual seismic network measurement channels in the area of 913 longwall

Nr kanału	1	10	12	14	16	18	21	22	23	26	27	28	średnia
Średnia wartość szumów $\cdot 10^{-7}$ [m/s]	4,79	1,68	2,88	4,62	1,33	1,79	4,48	2,95	1,04	2,19	3,93	1,83	2,79

Aby określić możliwości detekcji wstrząsów niskoenergetycznych dla analizowanej sieci sejsmologicznej dokonano analizy amplitud szumu sejsmicznego na kanałach pomiarowych w rejonie eksploatacji pokładu 209 ścianą 913 na wybranych losowo 108 cyfrowych sejsmogramach wstrząsów. Średnie wartości amplitud tych szumów dla poszczególnych kanałów przedstawiono w tabeli 4.

Obliczono teoretyczne odległości detekcji wstrząsów niskoenergetycznych dla stanowisk pomiarowych, które przedstawiono w tabeli 5.

Tabela 7. Estymowane maksymalne odległości [m] dla detekcji wstrząsów o założonym poziomie energetycznym
Table 7. Estimated maximum distances [m] for tremors detection at the assumed energy level

Poziom energii [J]	Nr kanału/stanowiska											
	1	10	12	14	16	18	21	22	23	26	27	28
$1 \cdot 10^2$	900	2250	1450	950	2700	2150	950	1400	3300	1800	1100	2100
$2 \cdot 10^2$	1250	2950	1950	1300	3550	2850	1300	1900	4250	2400	1450	2800
$3 \cdot 10^2$	1500	3450	2300	1550	4150	3300	1550	2250	4900	2850	1750	3250
$4 \cdot 10^2$	1700	3850	2550	1750	4550	3700	1800	2500	5400	3200	2000	3650
$5 \cdot 10^2$	1850	4200	2800	1900	4900	4000	1950	2750	5800	3450	2200	3950
$1 \cdot 10^3$	2450	5300	2650	2550	6150	5100	2600	3600	7150	4450	2900	5000

Analiza danych wskazuje, że prowadzone obserwacje sejsmologiczne w rejonie ściany 913 charakteryzowały się błędami lokalizacji do 20m. Średni poziom szumów na poszczególnych kanałach pomiarowych wynosił $2{,}79 \cdot 10^{-7}$ [m/s]. Zastosowanie 64 kanałowej aparatury sejsmologicznej umożliwiło zwiększenie ilości stanowisk pomiarowych, a wykorzystanie mobilnych sond DLM2001 pozwoliło zmniejszyć odległości do obserwowanego rejonu. Dzięki wykorzystaniu oddziałowych sieci obserwacyjnych wzrosły możliwości detekcji sieci w zakresie rejestracji wstrząsów niskoenergetycznych, a zainstalowana sieć sejsmologiczna umożliwiała detekcję wstrząsów niskoenergetycznych od energii $1 \cdot 10^2$J w sposób pozwalający na użycie tych zjawisk do obliczeń tomograficznych.

5. ANALIZA

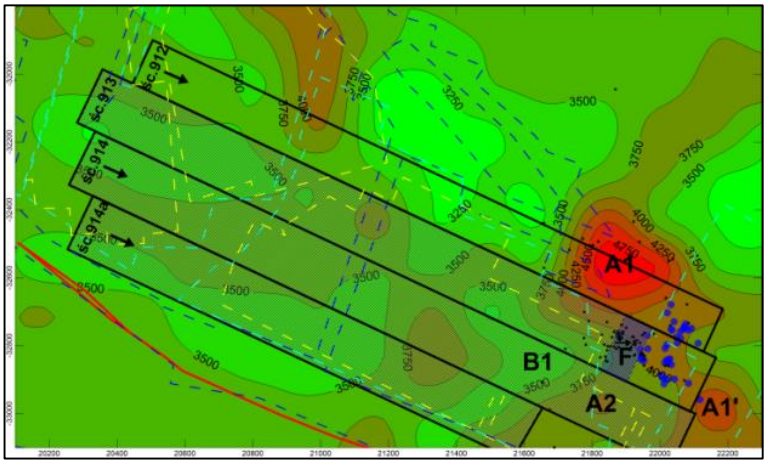
Analiza zmian pola prędkości została wykonana oprogramowaniem stworzonym i użyczonym przez prof. GIG dr. hab. inż. Adama Lurkę w wariancie tomografii pasywnej krzywoliniowej z wykorzystaniem algorytmu optymalizacji nieliniowej, którego dodatkową zaletą jest możliwość uzyskania estymacji błędów wyznaczonych parametrów modelu [9]. Ze zbioru zarejestrowanych wstrząsów z rejonu ściany 913 w pokładzie 209 wyselekcjonowano zapisy, które pozwalały na przeprowadzenie obliczeń, a następnie określono dla nich czasy pierwszych wejść fali P. Pod uwagę brano zapisy, dla których można było określić co najmniej 5 czasów wejścia fali sejsmicznej. Do analizy wykorzystano 514 sejsmogramów wstrząsów zarejestrowanych w okresie od 22.08.2013 do 2.10.2013 r. (5 cykli obliczeniowych). Obliczenia przeprowadzono w 14 dniowych oknach czasowych z krokiem jednego tygodnia. Uzyskane, na podstawie zbiorów wstrząsów, rozkłady pola prędkości dla każdego cyklu obliczeniowego zostały skorelowane z aktywnością sejsmiczną w danym okresie i z sejsmicznością zarejestro-

waną w kolejnych 14 dniach po okresie analizy wraz z sytuacją geologiczno-górniczą w rejonie prowadzonej eksploatacji pokładu 209 ścianą 913. W artykule przedstawione zostały wyniki analiz tomograficznych dla 5 cykli obliczeniowych pokazujące możliwość praktycznego wykorzystania metody tomografii pasywnej w śledzeniu zmian rozkładu pola prędkości fali sejsmicznej fali P. W celu określenia jakości odwzorowania tomograficznego przedstawiono dla jednego cyklu obliczeniowego mapy błędów odwzorowania prędkości oraz mapy pokrycia promieniami sejsmicznymi obszaru odwzorowania.

Tabela 8. Charakterystyka ilościowo-energetyczna wstrząsów w ścianie 913, pokład 209 zarejestrowanych w okresie od 22.08.2013 do 02.10.2013 roku wykorzystanych w obliczeniach tomograficznych
Table 8. Quantitative and energetic characteristics of tremors in the 913 longwall, 209 seam recorded in the period from 22-08-2013 to 02-10-2013, utilizedin the tomographic calculations

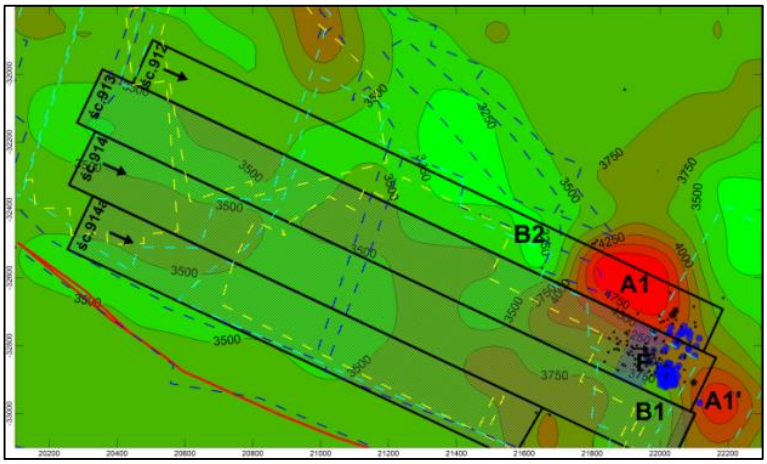
Okres eksploatacji	Postęp ściany [m]	Liczba wstrząsów w przedziałach energetycznych						liczba wstrząsów	∑ energii wstrząsów [J]
		10^2J	10^3J	10^4J	10^5J	10^6J	10^7J		
od 22.08 do 04.09	88	75	12	2	-	-	-	89	$7{,}24 \cdot 10^4$
od 29.08 do 11.09	96	73	21	10	-	-	-	104	$3{,}39 \cdot 10^5$
od 05.09 do 18.09	99	63	46	39	-	-	-	148	$1{,}64 \cdot 10^6$
od 12.09 do 25.09	99	85	68	58	7	-	-	218	$4{,}29 \cdot 10^6$
od 19.09 do 02.10	87	100	110	67	8	-	-	285	$4{,}76 \cdot 10^6$

CYKL 1: OD 22.08.2013 DO 04.09.2013 r.



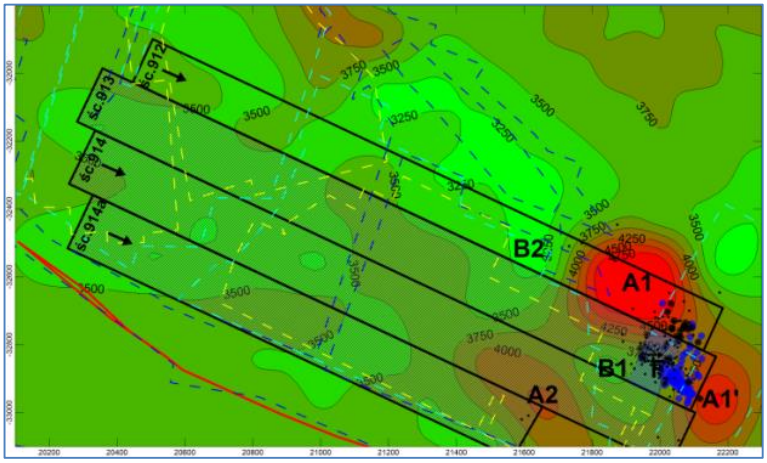
Rys. 4. Mapa pola prędkości sejsmicznej fali podłużnej P[m/s] wyznaczona metodą krzywoliniowej tomografii pasywnej dla rejonu ść.913. Cykl 1 od 22.08.2013 do 04.09.2013 r.
Fig. 4. Map of P wave seismic velocity field [m/s] determined by the curvilinear passive tomography method for the area of 913 longwall. Cycle 1

CYKL 2: OD 29.08.2013 DO 11.09.2013 r.



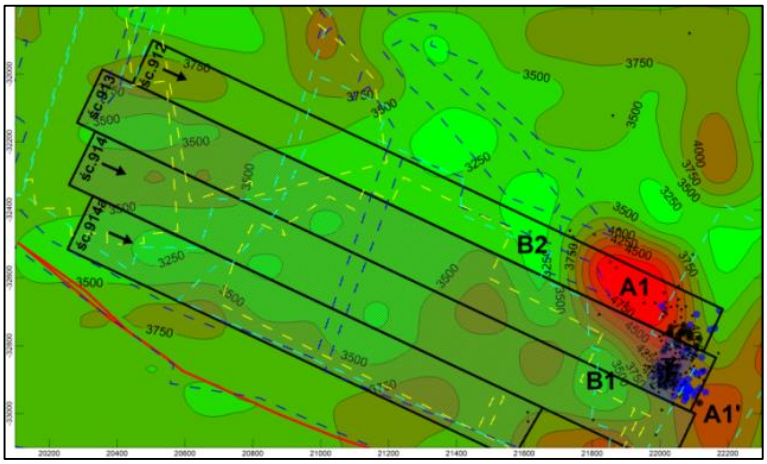
Rys. 5. Mapa pola prędkości sejsmicznej fali podłużnej P[m/s] wyznaczona metodą krzywoliniowej tomografii pasywnej dla rejonu ść.913. Cykl 2 od 29.08.2013 do 11.09.2013 r.
Fig. 5. Map of P wave seismic velocity field [m/s] determined by the curvilinear passive tomography method for the area of 913 longwall. Cycle 2

CYKL 3: OD 05.09.2013 DO 18.09.2013 r.



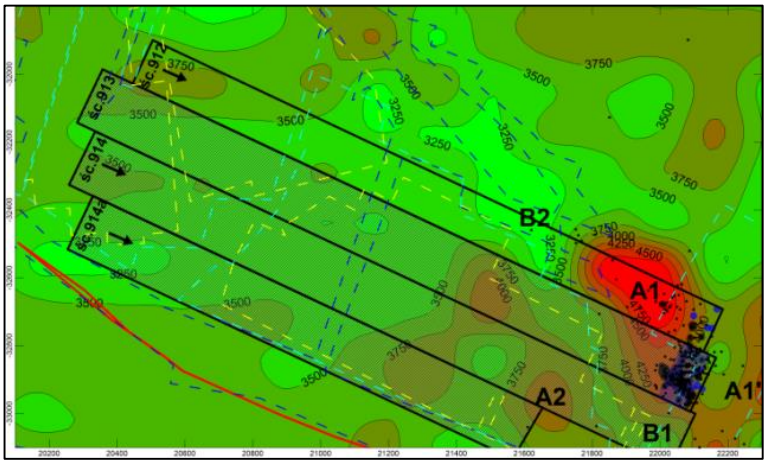
Rys. 6. Mapa pola prędkości sejsmicznej fali podłużnej P[m/s] wyznaczona metodą krzywoliniowej tomografii pasywnej dla rejonu ść.913. Cykl 3 od 05.09.2013 do 18.09.2013 r.
Fig. 6. Map of P wave seismic velocity field [m/s] determined by the curvilinear passive tomography method for the area of 913 longwall. Cycle 3

CYKL 4: OD 12.09.2013 DO 25.09.2013 r.



Rys. 7. Mapa pola prędkości sejsmicznej fali podłużnej P[m/s] wyznaczona metodą krzywoliniowej tomografii pasywnej dla rejonu ść.913. Cykl 4 od 12.09.2013 do 25.09.2013 r.
Fig. 7. Map of P wave seismic velocity field [m/s] determined by the curvilinear passive tomography method for the area of 913 longwall. Cycle 4

CYKL 5: OD 19.09.2013 DO 02.10.2013 r.

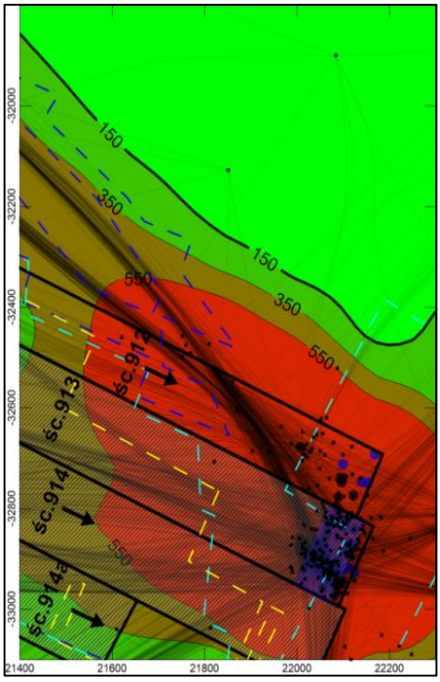


Rys. 8. Mapa pola prędkości sejsmicznej fali podłużnej P[m/s] wyznaczona metodą krzywoliniowej tomografii pasywnej dla rejonu ść.913. Cykl 5 od 19.09.2013 do 02.10.2013 r.
Fig. 8. Map of P wave seismic velocity field [m/s] determined by the curvilinear passive tomography method for the area of 913 longwall. Cycle 5

Na przedstawionych powyżej mapach pola prędkości fali sejsmicznej P widoczne są dynamiczne zmiany zachodzące w czasie kolejnych cykli pomiarowych w polu prędkości fali sejsmicznej fali P, korelację stref wysokich prędkości i dużych gradientów zmian tego pola z ak-

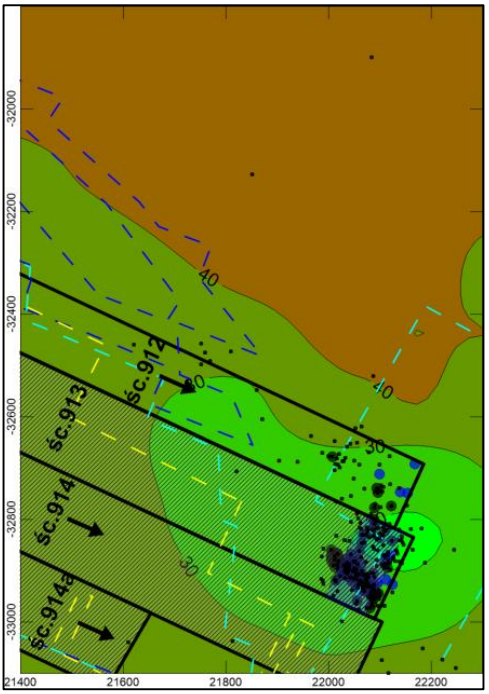
tywnością sejsmiczną w trakcie poszczególnych cykli obliczeniowej (zaznaczone na czarno) oraz w kolejnych dwóch tygodniach (zaznaczone na niebiesko) co potwierdza predykcyjne możliwości krótkookresowej metody tomografii pasywnej.

W celu oceny jakości odwzorowania tomografii pasywnej wykonano mapy gęstości pokrycia promieniami sejsmicznymi badanego obszaru. Gęstość pokrycia promieniami sejsmicznymi wyrażona jako ilość promieni przypadająca na jednostkę powierzchni osiąga wartości powyżej 550 na jednostkę pola powierzchni i obejmuje znaczną część pola ściany.



Rys. 9. Mapa gęstości promieni sejsmicznych (ilość promieni przypadająca na jednostkę powierzchni) wraz z sejsmicznością zarejestrowaną w cyklu 5 (kolor czarny) oraz w następnych 14 dniach (kolor niebieski)
Fig. 9. The map of the seismic rays density (the number of rays per unit area) together with the seismicity recordered in cycle 5 (black) and in the next 14 days (blue)

Rejon ściany 913 jest miejscem przecinania się szeregu promieni sejsmicznych co z punktu widzenia jakości odwzorowania tomograficznego jest korzystne. Otrzymane wartości błędów odwzorowania tomograficznego są mniejsze niż 30m/s i świadczą o bardzo małym błędzie estymacji zastosowanej tomograficznej inwersji pola prędkości z regularyzacją (rys. 10). Powyższa ocena jakości odwzorowania tomograficznego składająca się z analizy błędów oraz pokrycia promieniami sejsmicznymi wskazuje na rejony gdzie możemy się spodziewać lepszego, a gdzie gorszego odwzorowania, pomimo że obydwa podejścia oceny jakości są zupełnie inne [8]. Obszary charakteryzujące się małymi błędami standardowymi i jednocześnie dużym pokryciem promieni sejsmicznych wskazują na rejony o wysokiej jakości rozwiązania.



Rys.10. Mapa błędów odwzorowania pola prędkości wraz z sejsmicznością zarejestrowaną w cyklu 5 (kolor czarny) oraz w następnych 14 dniach (kolor niebieski)
Fig. 10. Map of velocity field mapping errors together with the seismicity recordered in cycle 5 (black) and in the next 14 days (blue)

5. WNIOSKI

Zastosowanie oddziałowego systemu obserwacji sejsmologicznej pozwoliło na wielostanowiskową rejestrację wstrząsów niskoenergetycznych. Umożliwiło to wykorzystanie do obliczeń metodą tomografii pasywnej również wstrząsów o energiach rzędu 10^2J, które do tej pory nie były wykorzystywane z uwagi na brak odpowiednich poligonów oraz metodyki. Wykorzystanie metody tomografii pasywnej umożliwia identyfikację stref potencjalnego zagrożenia sejsmicznego oraz śledzenia zmian pola prędkości wraz z przesuwającym się frontem wydobywczym tym samym prowadzenie krótkookresowej oceny zagrożenia sejsmicznego.

Prowadzenie rejestracji aktywności sejsmicznej nowoczesną, wielokanałową aparaturą sejsmologiczną i oddziałowymi sieciami sejsmologicznymi wpływa istotnie na jakość otrzymanych wyników tomograficznych. Rejestrowane przez oddziałowe sieci sejsmologiczne wstrząsy niskoenergetyczne stanowią cenny materiał badawczy niezbędny do prowadzenia analiz kształtowania się pola prędkości w górotworze, tym samym pozwalają wskazywać na obszary zagrożone sejsmicznie oraz śledzić rozwój tego zagrożenia w analizowanych rejonach, m.in. metodą tomografii pasywnej czy analizując zmiany współczynnika *b* w rozkładzie Gutenberga-Richtera [5,6].

LITERATURA

[1] Bańka P. (2009): Pasywna tomografia sejsmiczna – wybrane zagadnienia. Monografia. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej.
[2] Dubiński J., Lurka A., Mutke G. (1998): Zastosowanie metody tomografii pasywnej do oceny stanu zagrożenia sejsmicznego w kopalniach. Przegląd Górniczy.
[3] Gibowicz S.J., Kijko A. (1994): An Introduction to mining seismology. Academic Press.
[4] Gołda A., Gębiś T., Śladowski G., Moszko M. (2009): Aktywność sejsmiczna w górotworze o niskich parametrach wytrzymałościowych na przykładzie KWK „Ziemowit". Zimowa Szkoła Mechaniki Górotworu i Geoinżynierii.
[5] Gołda A., Śladowski G. (2012): Korelacja zmian parametru „b" rozkładu Gutenberga-Richtera ze zmianami zagrożenia i aktywności sejsmicznej w czasie eksploatacji. Szkoła Eksploatacji Podziemnej.
[6] Gołda A., Śladowski G. (2012): Wykorzystanie metody tomografii pasywnej do oceny zagrożenia tąpaniami na przykładzie eksploatacji pokładu 209 ścianą 906 w KWK Ziemowit. Górnicze Zagrożenia Naturalne.
[7] Kompleksowy Projekt Eksploatacji w KWK „Ziemowit" na lata 2008–2013. Praca niepublikowana.
[8] Lurka A. (2006): Tomografia pasywna. Materiały szkoleniowe. GIG.
[9] Lurka A. (2009): Wybrane teoretyczne i praktyczne zagadnienia tomografii pasywnej w górnictwie podziemnym. Prace Naukowe Głównego Instytutu Górnictwa nr 879.
[10] Lurka A., Mutke G. (2002): Tomografia pasywna w aspekcie oceny stanu zagrożenia sejsmicznego w kopalniach. GIG.

APPLICATION OF PASSIVE TOMOGRAPHY FOR MONITORING SEISMIC P WAVE VELOCITY CHANGES DURING THE MINING PROCESS ON THE EXAMPLE OF COAL MINE PIAST-ZIEMOWIT

ABSTRACT: Article presents a way of passive tomography application for monitoring seismic P wave velocity changes during the mining process by the example of 913 longwall 209 seam exploitation in Coal Mine Piast-Ziemowit. The use of modern microseismic observation system SOS and very sensitive underground seismic network has allowed for recording low-energy seismic tremors and made it possible to utilize them in tomographic calculations.

Koncepcja rozwoju KWK Piast-Ziemowit w kontekście eksploatacji złoża „Imielin Północ”

Rajmund Horst, Krzysztof Kuczowicz, Krzysztof Krasucki, Maciej Wnukowski
Polska Grupa Górnicza S.A. Oddział KWK Piast-Ziemowit

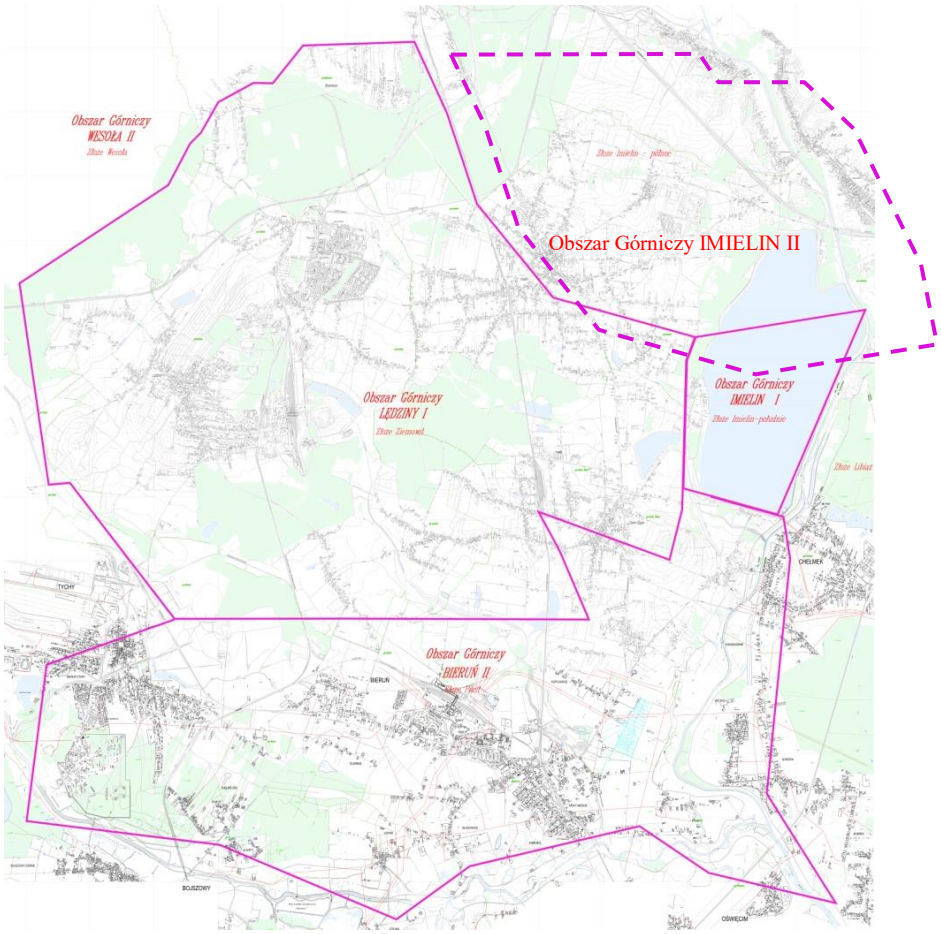
STRESZCZENIE: Poniższy referat ma na celu zaprezentowanie koncepcji rozwoju kopalni Piast-Ziemowit w zakresie poszerzania eksploatacji o nowe złoże „Imielin Północ”. W opracowaniu przedstawiona zostanie krótka charakterystyka zakładu, obecny obszar eksploatacji oraz perspektywy rozwoju kopalni. Bardzo ważnym aspektem ujętym w referacie będą sposób udostępnienia nowego złoża (za pomocą dwóch upadowych) oraz prognozowane zasoby, których eksploatacja pozwoli na dalsze funkcjonowanie zakładu do lat czterdziestych bieżącego wieku.

SŁOWA KLUCZOWE: Eksploatacja, górnictwo, obszar górniczy, udostępnienie, węgiel, zasoby, złoże

1. KRÓTKA CHARAKTERYSTYKA KWK PIAST-ZIEMOWIT RUCH ZIEMOWIT

KWK Piast-Ziemowit należy do Polskiej Grupy Górniczej Spółka Akcyjna. Kopalnia w obecnym kształcie powstała dnia 1 lipca 2016 roku na bazie kopalń Piast i Ziemowit. Powierzchnia obszarów górniczych, dla Ruchu Ziemowit, na terenie których kopalnia posiada koncesję na eksploatację złóż wynosi ok. 69,8 km^2. Udostępnione zasoby operatywne wynoszące 45,3 mln ton pozwolą na utrzymanie w miarę stabilnego wydobycia do roku 2026. Są to m.in. zasoby w pokładach 209, 206/1, 308, 215 i 208. Wymienione pokłady leżą w granicach obszaru górniczego „Lędziny I” o powierzchni ok. 69 km^2.

Ruch Ziemowit prowadzi eksploatację (stan na dzień 9 lutego 2018 roku) trzema ścianami tj. 311 w pokładzie 206/1 oraz 919 i 103 w pokładzie 209. Wielkość wydobycia kształtuje się na poziomie ok. 16 tys. ton dziennie, co stawia zakład w czołówce wszystkich zakładów w PGG S.A. W fazie zbrojenia znajduje się ściana 104 oraz 312.



Rys. 1. Obszary górnicze KWK Piast-Ziemowit
Fig. 1. Piast-Ziemowit mining areas

Wspomniana powyżej ilość zasobów operatywnych wymusiła prace nad koncepcją rozwoju kopalni o kolejne złoże znajdujące się w obszarze górniczym Imielin II w złożu „Imielin Północ". Opracowano 5 podstawowych wariantów udostępnienia złoża „Imielin Północ" wraz z możliwością udostępnienia przyległych fragmentów złoża Ziemowit w bloku E i złoża Imielin-Południe.

W niniejszym opracowaniu zajmiemy się wariantem IV, który jest najbardziej optymalny ze względów technicznych i ekonomicznych wykonania wyrobisk udostępniających.

2. OPIS I POŁOŻENIE ZŁOŻA

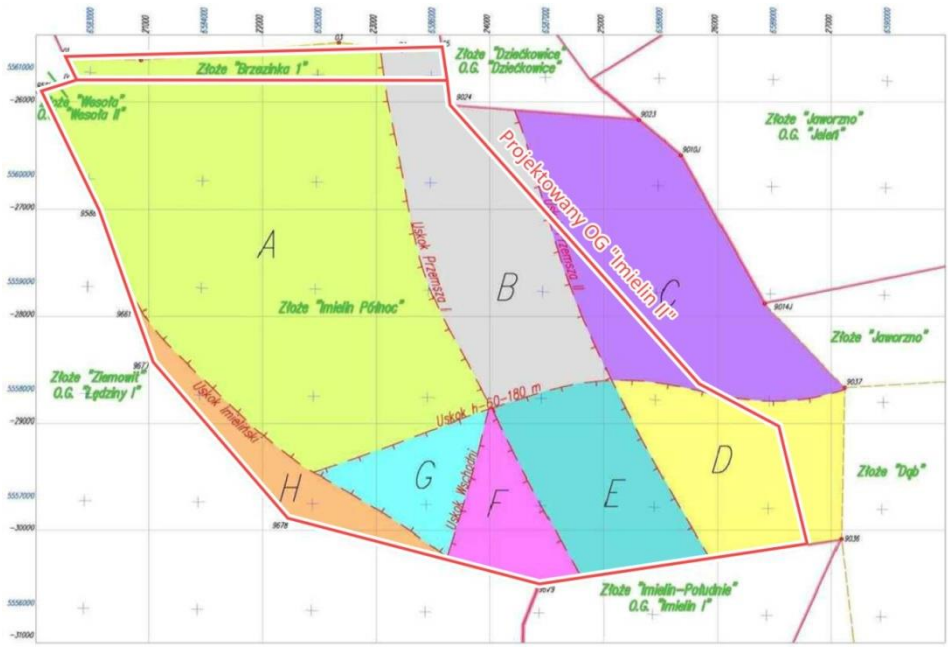
Obszar złoża „Imielin Północ" o powierzchni 24,38 km^2, położony jest we wschodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, w granicach administracyjnych województwa śląskiego, na terenie trzech powiatów:

– miasta na prawach powiatu Mysłowice,

– miasta na prawach powiatu Jaworzno,
– powiatu bieruńsko-lędzińskiego.

Największa jego część, położona w partii centralnej i południowej, znajduje się w grancach administracyjnych miasta Imielin i zajmuje powierzchnię 13,454 km^2. W partii północnej przedmiotowe złoże znajduje się w granicach miasta Mysłowice, obejmując dzielnice Kosztowy oraz Dziećkowice, zajmując powierzchnię 9,818 km^2. Część o powierzchni 1,104 km^2, położona we wschodniej partii złoża znajduje się w granicach administracyjnych miasta Jaworzno[1].

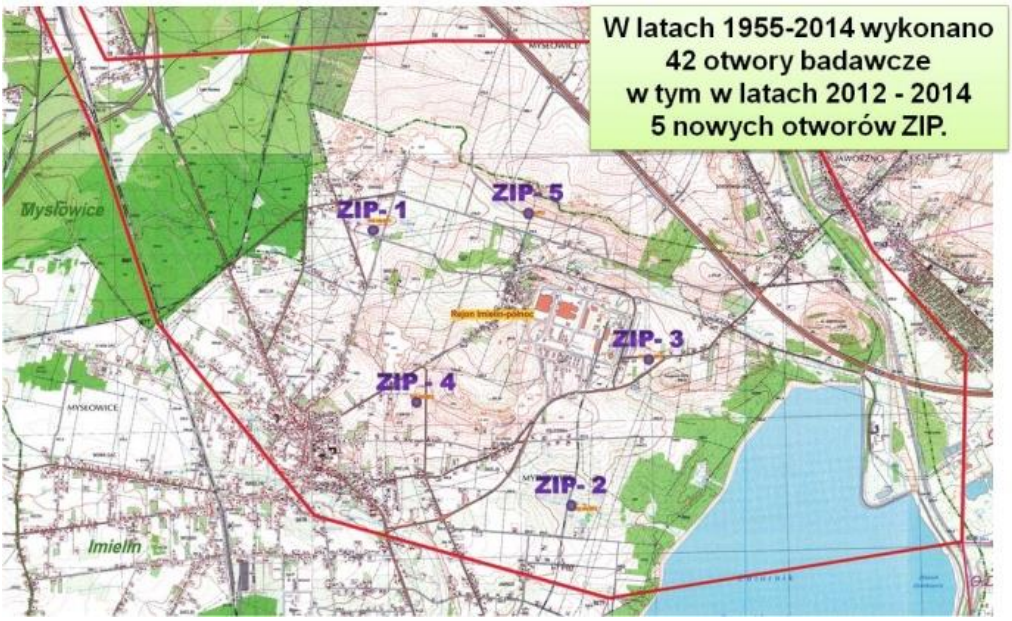
W złożu „Imielin Północ", w oparciu o strukturę głównych uskoków, o zrzutach przekraczających 100 m, zaproponowano na etapie dokumentacyjnym utworzenie 8 bloków tektonicznych, będących odpowiednikami partii eksploatacyjnych.



Rys. 2. Bloki tektoniczne złoża „Imielin Północ"
Fig. 2. Tektonic blocks of the „Imielin Północ" deposit

3. ZASOBY DLA ZŁOŻA „IMIELIN PÓŁNOC"

Od roku 2026 planowane jest rozpoczęcie wydobycia z pokładów znajdujących się w obrębie nowego złoża „Imielin Północ", przylegającego do północno-wschodniej granicy OG Lędziny I. W 2009 roku sporządzono „Analizę budowy geologicznej rejonów „Imielin Północ" i „Imielin-Południe" wraz z oceną bazy zasobowej pod kątem możliwości poszerzenia OG „Lędziny I". W latach 2012-2014 wykonano 5 otworów badawczych, które były podstawą do wykonania Projektu Zagospodarowania Złoża.



Rys. 3. Otwory badawcze na obszarze planowanej eksploatacji
Fig. 3. Prospecting holes for the planned exploatation area

Jest to jedna z kluczowych inwestycji zapewniających funkcjonowanie kopalni Piast-Ziemowit po roku 2026. Wydłuży ona żywotność kopalni o co najmniej 20 lat i uniezależni jej funkcjonowanie od złoża macierzystego na Ruchu „Ziemowit", dając możliwość budowy KWK Ziemowit-Głęboka (eksploatacja pokładów 349, 405, 510). Eksploatacja pokładów o miąższości powyżej 2,8 m, które stanowią 47% zasobów operatywnych złoża „Imielin Północ", pozwoli utrzymać bieżącą efektywność produkcji na poziomie około 3,5 mln ton rocznie, a co za tym idzie opłacalność ekonomiczną funkcjonowania zakładu górniczego.

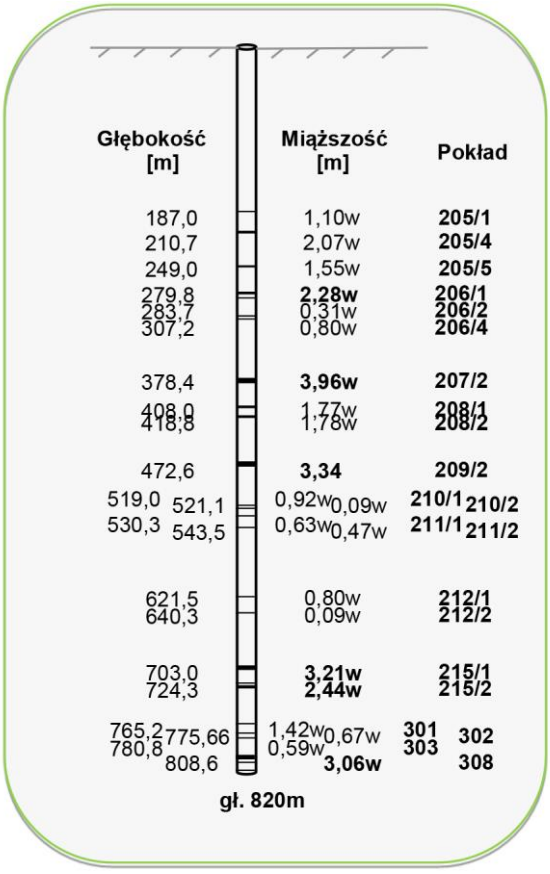
Tabela 1. Zasoby potencjalnie przemysłowe
Table 1. Potentially commercial reserves

Pokład	Zasoby potencjalnie przemysłowe (mln ton)		% udział zasobów filarowych w pokładzie
	Suma zasobów potencjalnie przemysłowych	Zasoby potencjalnie przemysłowe - filarowe	
206/1	17,8	1,8	10,2
207/2	49,8	4,9	9,9
209/2	53,6	5,6	10,5
215/1	13,9	0	0
215/2	22	0	0
308	17,8	2,5	14,2
Suma	174,9	14,8	8,5

Złoże „Imielin Północ” obejmuje obszar o powierzchni 24,38 km^2 (rys. 1). Wielkość zasobów operatywnych w złożu „Imielin Północ” to ok. 70,6 mln ton. Zasoby te obejmują pokłady warstw łaziskich: 206/1, 207/2 i 209/2, które zostaną docelowo udostępnione na dwóch poziomach wydobywczych. Do eksploatacji ww. zasobów przewiduje się obecnie uruchomienie łącznie ponad 60 ścian.

Tabela 2. Zasoby operatywne
Table 2. Recoverable reserves

Pokład	Planowane wydobycie (mln ton)
206/1	11,6
207/2	28
209/2	31
Razem	70,6

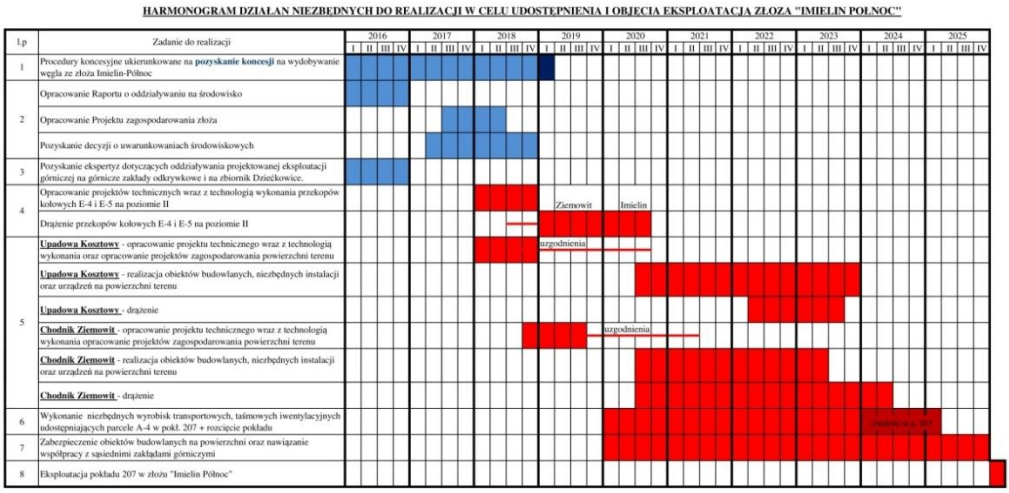


Rys. 4. Przekrój przez otwór ZIP-4 (2013)
Fig. 4. Geological section of ZIP-4 prospecting hole (2013)

4. HARMONOGRAM POZYSKANIA KONCESJI NA EKSPLOATACJĘ ZŁOŻA „IMIELIN PÓŁNOC”

W poniższej tabeli przedstawiono czasookres możliwości rozpoczęcia eksploatacji w złożu „Imielin Północ”.

Tabela 3. Harmonogram pozyskania koncesji
Table 3. Timeframe for obtaining of the concession



5. KONCEPCJA UDOSTĘPNIENIA ZŁOŻA „IMIELIN PÓŁNOC”

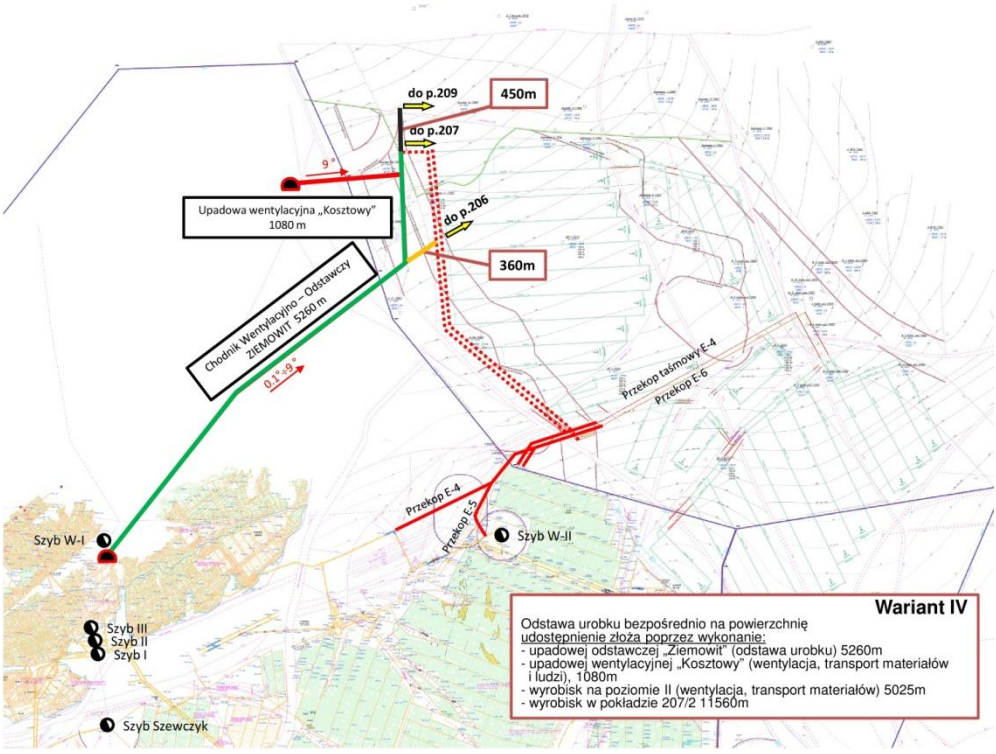
W toku prac nad koncepcją udostępnienia przedmiotowego złoża, rozważono pięć wariantów wykonania wyrobisk udostępniających. Odrzucono możliwość udostępnienia pokładów za pomocą szybów, których drążenie obarczone jest znacznymi kosztami finasowymi oraz w znacznym stopniu spowalnia całość prac. Jedynym sposobem na relatywnie niskie koszty i szybki postęp w drążeniu wyrobisk stanowi wybór wariantu udostępnienia za pomocą upadowych z powierzchni oraz połaczenie dołem z poziomu II.

Tabela 4. Roboty udostępniające do wykonania
Table 4. Preliminary works to be done

Wyszczególnienie	Wariant IV
Wyrobiska na poziomie II	5 025 m
Wyrobiska w pokładzie 207/2	11 560 m
Upadowa „Kosztowy”	1 080 m
Chodnik „Ziemowit”	5 260 m
RAZEM	22 925 m

Wariant uznany za optymalny (wariant czwarty) – posiada następujące zalety:

- zapewnia krótkie drogi dotarcia załogi do wyrobisk a przez to znacząco wydłużony zostanie efektywny czas pracy załogi,
- pozwala na połączenie wentylacyjne dwoma drogami, co daje większe możliwości do zaprojektowania optymalnej sieci wentylacyjnej oraz pozwala na zaproponowanie alternatywnych dróg ucieczkowych,
- wykonie w tym wariancie Chodnika wentylacyjno-odstawczego ZIEMOWIT daje możliwość, w dalszej perspektywie czasowej, ewentualnego, bezkolizyjnego głębienia szybu wydobywczego III oraz szybu I lub II w celu udostępnienia wysokojakościowych pokładów metanowych.



Rys. 5. Wariant czwarty udostępnienia złoża
Fig. 5. Variant IV of deposit opening

6. SPOSÓB EKSPLOATACJI

Eksploatację górniczą węgla kamiennego w pokładach 206/1, 207/2 i 209 złoża „Imielin Północ" zamierza się prowadzić systemem ścianowym z zawałem stropu. W zależności od kształtu parceli ograniczonej zaburzeniami tektonicznymi przewiduje się eksploatację system przekątnym (blok tektoniczny A i H) oraz zbliżonym do poprzecznego (bloki B, C, D, E, F i G). Generalną zasadą projektowanych wybiegów ścian w stosunku do kierunku upadu pokładu będzie taka ich konfiguracja, która umożliwi grawitacyjny spływu wód kopalnianych w kierunku wytworzonej strefy zawałowej. Podobnie zaprojektowano kolejność wybierania po-

szczególnych ścian w danym bloku tektonicznym, tj. od najniższej części pokładu w kierunku wzniosu pokładu (rys. 2).

W południowej części złoża „Imielin Północ", przewidziano eksploatację górniczą jako kontynuację wcześniejszej eksploatacji w złożu „Ziemowit" lub w złożu „Imielin-Południe", co wymuszone zostało specyfiką budowy geologicznej poprzez naturalne uwarunkowania jakimi są uskoki tektoniczne. Eksploatację węgla w złożu „Imielin-Południe" i bloku E złoża „Imielin Północ" zaplanowano trzema ścianami w pokładzie 207/2 i trzema ścianami w pokładzie 209. W złożu „Ziemowit" i bloku H złoża „Imielin Północ" zaplanowano jedną ścianę w pokładzie 206/1 oraz dwie ściany w pokładzie 209. Natomiast w bloku F złoża "Imielin Północ" zaprojektowane zostały dwie ściany w pokładzie 206/1 i dwie ściany w pokładzie 207, które wcześniej prowadzone będą w złożu „Imielin-Południe" i w złożu „Ziemowit". Takie rozwiązanie zapewni racjonalne wykorzystanie wszystkich trzech ww. złóż w obrębie ich wspólnych granic. Jakiekolwiek inne podejście do wydobycia w tym rejonie węgla spowoduje wytworzenie znacznych strat w złożu, co stoi w sprzeczności z art. 108 punkt 2.e. Ustawy Prawo geologiczne i górnicze.

We wszystkich ścianach przewiduje się prowadzenie robót kombajnem ścianowym wraz z zastosowaniem kompleksu obudowy zmechanizowanej, które zostaną dobrane do spodziewanych warunków geologiczno-górniczych i wymogów jakie stawia ochrona obiektów budowlanych na powierzchni. W celu ograniczenie wielkości wskaźników deformacji powierzchni przewidziano, na określonych odcinkach wybiegu poszczególnych ścian, zmniejszenie wysokości eksploatacyjnej, poprzez zastosowanie odpowiedniej obudowy oraz taki dobór średnicy organu urabiającego aby mógł się wpisać w zaniżoną obudowę. Powstałe straty w złożu spowodowane zmniejszeniem wysokości ściany w stosunku do grubości pokładu znajdują uzasadnienie związane z minimalizacją wpływów na powierzchnię. Wielkości przypinek w stropie i spągu pokładu określona zostanie w projekcie zagospodarowania złoża i podyktowana będzie zachowaniem niezbędnych warunków przeciwpożarowych.

Przewiduje się:

- 14 ścian w pokładzie 206/1 o wybiegach w granicach 1800 - 600 m i długości w zakresie od 165 do 240 m, na wysokość 1.5 - 2.2 m,
- 24 ścian w pokładzie 207/2 o wybiegach w granicach 1960 - 450 m i długości w zakresie od 185 - 240 m, na wysokość 2.0 - 3.5 m,
- 27 ścian w pokładzie 209 o wybiegach w granicach 1980 - 450 m i długości w zakresie od 140 do 240 m, na wysokość 2.6 - 3.5 m.

Ilość ścian oraz ich parametry geometryczne mogą w przyszłości ulec zmianie w związku z lepszym rozpoznaniem złoża w zakresie lokalizacji zaburzeń tektonicznych, parametrów jakościowych i miąższościowych pokładów węglowych stanowiących naturalne granice eksploatacyjne.

Do 2030 roku planuje się prowadzić wydobycie w złożu „Imielin Północ" dwoma ścianami na ruchu równocześnie i z natężeniem od 8 300 t/dobę do 11 000 t/dobę. Później planuje się wzrost średniodobowego natężenia wydobycia do około 18 000 t/dobę, realizowanego przez cztery ściany [2].

7. PODSUMOWANIE

Uzyskanie koncesji na eksploatację w złożu „Imielin Północ" oraz rozpoczęcie eksploatacji warunkuje dalsze funkcjonowanie KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit. Jak podkreślono w niniejszym opracowaniu brak możliwości wydobywania kopaliny z nowego obszaru skutku-

je stopniowym wygaszaniem zakładu, a w konsekwencji spowoduje znaczne skutki społeczne. Należy pamiętać o tym, że jedno miejsce pracy w górnictwie generuje kilka dodatkowych w tzw. obszarze okołogórniczym.

Udostępnienie złoża „Imielin Północ" pozwoli na około 20 lat eksploatacji w pokładach o miąższościach ok. 3 metrów. Pomimo stopniowego zwracania się gospodarki ku innym źródłom energii (energia odnawialna, jądrowa), węgiel jeszcze przez długie lata będzie jej głównym nośnikiem. Dlatego chcąc utrzymać poziom produkcji energii elektrycznej konieczne jest sięganie do zasobów węgla w nowych obszarach.

Podsumowując, eksploatacja w złożu „Imielin Północ" pozwoli na:

- poszerzenie bazy zasobowej – o 70,6 mln, na obszarze o powierzchni 19,1 km^2, w pokładach 206/1, 207/2 i 209/2,
- pozyskanie 47% zasobów operatywnych w pokładach o miąższości powyżej 2,8 m,
- realizacja zadań rocznych na poziomie ok. 3,5 mln ton,
- obniżenie kosztów jednostkowych produkcji o ok. 30%,
- wydłużenie żywotności kopalni o co najmniej 20 lat.

Wariant IV udostępnienia złoża upadowymi transportowo-odstawczymi:

- skrócenie dróg dojścia załogi – efektywny czas pracy 6 h,
- wzrost wydajności ogólnej,
- obniżenie kosztów operacyjnych,
- efektywna sieć wentylacyjna, większe bezpieczeństwo i lepszą funkcjonalność,
- odrębna struktura wentylacyjno-ruchowa – uniezależnienie od złoża macierzystego, możliwość udostępnienia w przyszłości zasobów „Lędziny Głęboka".

LITERATURA

[1] Główny Instytut Górnictwa 2017: Raport o oddziaływaniu na środowisko przedsięwzięcia p.n. eksploatacja węgla kamiennego ze złoża „Imielin Północ", str. 14.

[2] Tamże, str. 61-62.

THE CONCEPT OF DEVELOPMENT OF THE PIAST-ZIEMOWIT COAL MINE WITHIN THE CONTEXT OF EXPLOATATION OF „IMIELIN PÓŁNOC" COAL DEPOSIT

ABSTRACT: The following report aims to present the concept of development of the Piast-Ziemowit Coal Mine within the scope of expanding the exploitation to the new „Imielin Północ" coal deposit. This report will consist of a short profile of the company, the current exploitation area as well as the perspectives for the development of the mine. An important aspect mentioned in this report is the access to the new deposit (via the two inclines) as well as the predicted scale of reserves which should allow for exploitation until the 2040s.

KEY WORDS: Eksploatation, mining, mining area, opening, coal, reserves, deposit

Sposoby likwidacji skutków obwałów skał stropowych w ścianach prowadzonych w warunkach zaburzeń geologicznych na KWK Piast-Ziemowit

Rajmund Horst, Krzysztof Kuczowicz, Adam Rozmus, Krzysztof Krasucki
Polska Grupa Górnicza S.A. Oddział KWK Piast-Ziemowit

STRESZCZENIE: Właściwości wytrzymałościowe skał stropowych są jednym z ważniejszych parametrów warunkujących właściwe utrzymanie wyrobisk. Powszechne stosowanie zmechanizowanych obudów ścianowych zmniejsza ryzyko wynikające z opadania stropów, ale mogące powstawać obwały znacznie utrudniają, a w skrajnych przypadkach nawet uniemożliwiają bezpieczne prowadzenie sekcji obudowy w ścianie wydobywczej. W artykule przedstawiono sposoby ograniczania utraty stateczności skał stropowych oraz metody likwidacji negatywnych skutków obwałów na przykładzie ściany prowadzonej w warunkach zaburzeń naturalnych w KWK Piast-Ziemowit Ruch Piast.

SŁOWA KLUCZOWE: stateczność skał stropowych, opad skał, ściana

1. WSTĘP

Prowadzenie podziemnej eksploatacji pokładów węgla kamiennego jest uwarunkowane wieloma czynnikami natury geologicznej, górniczej, technicznej i organizacyjnej. Wśród czynników geologicznych należy wymienić przede wszystkim budowę i właściwości pokładów oraz otaczającego je górotworu, jak również wynikające stąd zagrożenia naturalne. Obecnie najbardziej efektywnym ekonomicznie, a przez to praktycznie jedynym sposobem eksploatacji złóż w kopalniach węgla kamiennego w Polsce jest system ścianowy. Podstawową zaletą tego systemu jest możliwość mechanizacji prowadzonej eksploatacji, a co za tym idzie zwiększenia koncentracji wydobycia i wydajności. System ścianowy ma jednak także wady, którymi oprócz czasochłonności zbrojenia i likwidacji wyrobiska eksploatacyjnego czy znacznych kosztów wyposażenia ściany, są także trudności w prowadzeniu przy występowaniu zaburzeń zalegania pokładu. Skomplikowane warunki eksploatacji powodują, że coraz częściej w ścianach wyposażonych w nowoczesne maszyny i urządzenia, w tym obudowy zmechanizowane, występują mniejsze lub większe problemy z utrzymaniem stateczności skał stropowych. Opady stropu, a szczególnie obwały, powodują przestoje ścian mogące trwać nawet kilka tygodni, co wiąże się ze znacznymi stratami finansowymi [2].

KWK Piast-Ziemowit bazując na własnych wieloletnich doświadczeniach, wypracowała różne sposoby ograniczania utraty stateczności skał stropowych w ścianach oraz metody likwidacji negatywnych skutków obwałów do wznowienia eksploatacji.



Rys. 1. Obwał skał stropowych w ścianie
Figure 1. Roof fall in the longwall

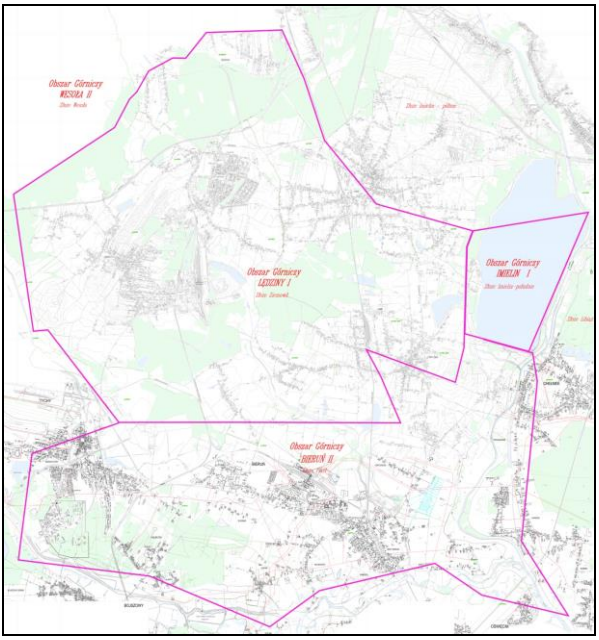
2. OGÓLNE INFORMACJE O KOPALNI

KWK Piast-Ziemowit powstała po połączeniu dwóch największych zakładów wchodzących w skład Polskiej Grupy Górniczej S.A. – kopalni Piast i kopalni Ziemowit. Kopalnia zatrudnia ponad 7 500 pracowników, a średnie wydobycie kształtuje się na poziomie ok. 25 000 t/d.

2.1. Obszar górniczy

Łączna powierzchnia obszaru górniczego Oddziału KWK Piast-Ziemowit wynosi 139 km^2, natomiast łączne zasoby możliwe do wyeksploatowania wynoszą około 170,8 mln Mg.

Obszar górniczy Ruchu Piast „Bieruń II" obejmuje swoim zasięgiem powierzchnię 48,17 km^2 i leży on w granicach administracyjnych województwa: śląskiego i małopolskiego. Obejmuje gminy: Bieruń, Bojszowy, Chełm Śląski, Chełmek, Lędziny oraz Oświęcim. Obszar górniczy po zlikwidowanym Ruchu II „Wola I" – o powierzchni 28,507 km^2 obejmuje gminy: Bieruń, Bojszowy, Brzeszcze i Miedźna. Obszar górniczy Ruchu Ziemowit podlegający eksploatacji wynosi ponad 69 km^2 i rozciąga się na terenie gmin: Lędziny, Mysłowice, Imielin, Katowice, Tychy, Bieruń, Chełm Śląski.



Rys. 2. Mapa obszarów górniczych kopalni
Fig. 2. Map of mining areas

2.2. Eksploatacja i umaszynowienie

Ruch Piast jest kopalnią dwupoziomową. Poziomy eksploatacyjne 500 m i 650 m udostępnione są dwoma szybami wdechowymi oraz dwoma wentylacyjnymi. Kopalnia posiada 8 udostępnionych pokładów węgla kamiennego: 205/1-2, 205/4, 205/5, 206/1-2, 207, 208, 209, 211.

Eksploatację złóż węgla prowadzi się w całości systemem ścianowym podłużnym lub poprzecznym w zależności od tektoniki pola eksploatacyjnego. Wydobycie odbywa się na zawał, z pełną mechanizacją. W kopalni Piast wszystkie ściany eksploatacyjne wyposażone są w obudowę zmechanizowaną produkcji krajowej oraz wysokowydajne kombajny ścianowe i przenośniki zgrzebłowe. Kopalnia jest stosunkowo bezpieczną, gdyż zagrożenia naturalne nie występują lub są na niskim poziomie. Złoże Ruchu Ziemowit udostępnione jest 6-cioma czynnymi szybami. Wydobycie prowadzone jest na dwóch poziomach wydobywczych poz. II (500) i poz. III (650). Eksploatacja prowadzona jest w całości systemem ścianowym z zawałem stropu, z zastosowaniem zmechanizowanych kompleksów ścianowych.

3. CHARAKTERYSTYKA ZŁOŻA PIAST

Złoże węgla kamiennego „Piast" zlokalizowane jest we wschodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego i stanowi południową i centralną część Niecki Głównej GZW.

Złoże ma charakter wielopokładowy z pokładami upadającymi monoklinalnie na NE w poszczególnych blokach tektonicznych. Pod względem stratygraficznym złoże KWK „Piast" zaliczyć należy do westwalu C, tj. do warstw libiąskich, łaziskich, orzeskich oraz rudzkich (pokłady grupy 100, 200, 300 i 400). Pokłady pocięte są licznymi dyslokacjami uskokowymi wie-

ku waryscyjskiego i alpejskiego. Pod względem skomplikowania tektoniki, złoże zalicza się do II grupy złóż. Eksploatacja górnicza jest prowadzona w warstwach łaziskich. Miąższość pokładów eksploatowanych w złożu wynosi od 1,6-7,5 m. Stosunkowo gęsta sieć dyslokacji tektonicznych występujących na krawędzi złoża w OG Bieruń II, stanowi znaczne utrudnienie w prowadzeniu robót górniczych na kopalni. Występowanie licznych uskoków o amplitudach często przekraczających miąższość pokładu węgla, powoduje utrudnienia w prowadzeniu robót górniczych i ogranicza wybiegi przygotowywanych ścian eksploatacyjnych. Utrudnieniem w prowadzeniu robót górniczych mogą być również niekorzystne zjawiska towarzyszące uskokom takie jak: zwiększone wypływy wody, występowanie skał silnie spękanych o niższej wytrzymałości, występowanie stref naprężeń w górotworze.

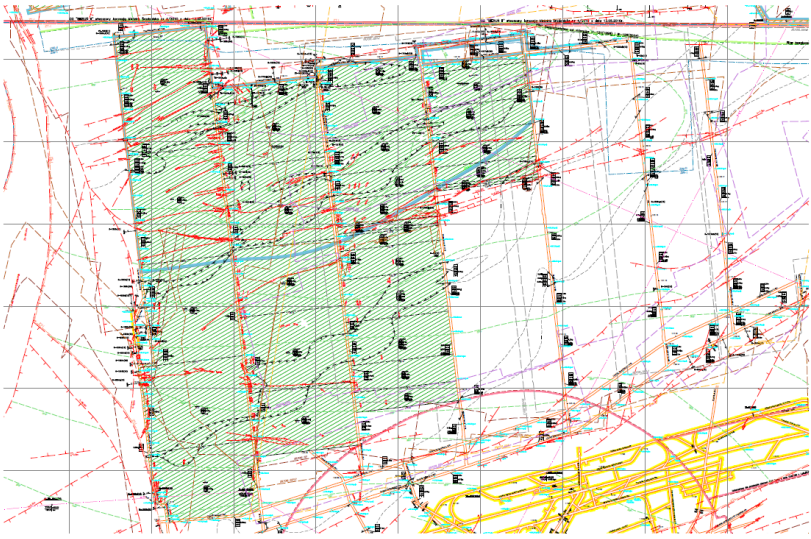
4. WARUNKI GEOLOGICZNO-GÓRNICZE POKŁADU 209

Warunki eksploatacji pokładu 209 opisane w niniejszym artykule dotyczą partii I w centralnej części obszaru górniczego Ruchu Piast na poz. 650 m.

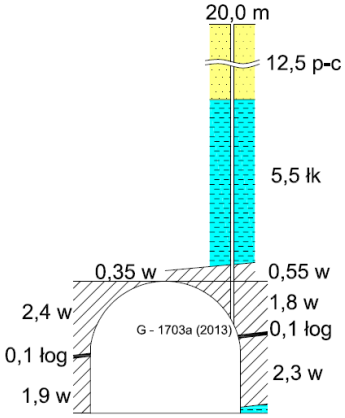
Partia I ograniczona jest:

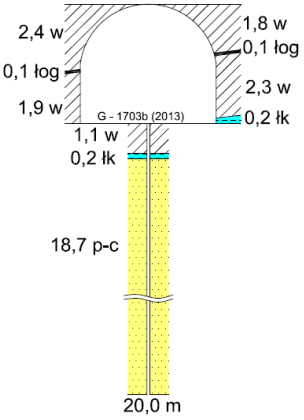
- od północy granicą obszaru górniczego Bieruń I,
- od wschodu Uskokiem Kolistym o zrzucie h~40-14 m,
- od południa Uskokiem Bieruńskim o zrzucie h~10,0-30,0 m,
- od zachodu Uskokiem Środkowym h ~ 30,0 m i Uskokiem Smardzowickim h~100,0 m.

Projektowane ściany eksploatowane są systemem ścianowym z pełnym zawałem stropu. Urabianie odbywa się za pomocą wysokowydajnych kombajnów ścianowych. Pokład 209 w partii I ma miąższość ok. 5,2 m. W związku z występującymi zaburzeniami w przedmiotowej partii pokład eksploatowany jest na grubość do 4,5m z pozostawieniem w spągu pozostałej części pokładu [6].



Rys. 3. Zaburzenia geologiczne występujące w pokładzie 209 w KWK Piast-Ziemowit Ruch Piast
Fig. 3. Geological disturbances occurring in seam no 209 in Piast-Ziemowit Coal Mine - Section Piast





Rys. 4 i 5. Profil geologiczny pokładu 209 w rejonie zaburzeń
Fig. 4 i 5. Geological profile of seam no 209 in the area of disturbances

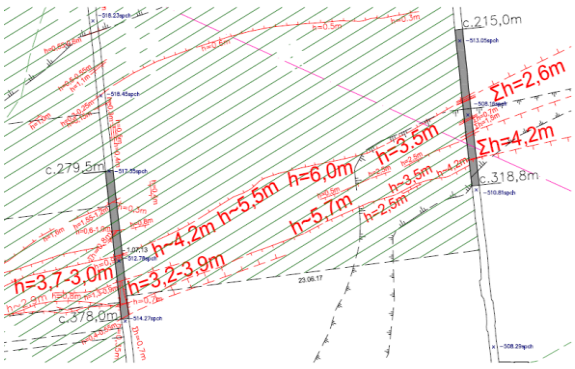
4.1. Eksploatacja ściany 390 w partii I pokładu 209

Ściana 390 została uruchomiona pod koniec września 2016 roku i prowadzona jest w warunkach specjalnych, tj. poniżej poziomu udostępnienia .

Pole eksploatacyjne ściany 390 zawarte jest między dowierzchnią IV – 1476, przecinką I ściany 390 – 1623, dowierzchnią V – 1495 oraz projektowanym zakończeniem ściany [7].

Parametry wytrzymałościowe skał otaczających i węgla pokładu 209 w partii I przyjęto na podstawie otworów penetrometrycznych:

- skały stropowe – 24,0 MPa,
- węgiel – 18,0 MPa,
- skały spągowe – 22,5 MPa.



Rys. 6. Zaburzenia geologiczne występujące w ścianie 390 w partii I pokładu 209 na poz. 650 m
Fig. 6. Geological disturbances occurring in the longwall no 390 in the part I of seam no 209, level 650 m



Rys. 7. Widok uskoku w ścianie 390
Fig. 7. View of the fault in the longwall no 390

Tabela 1. Podstawowe parametry ściany 390
Table 1. Basic parameters of longwall no 390

Wskaźniki i parametry	Wielkość	
Długość ściany na wybiegu	250 m	
Wysokość ściany	do 4,5 m	
Wybieg ściany	810 m	
Nachylenie ściany	- wzdłużne (wzdłuż ściany)	1,0°÷5,0°
	- poprzeczne (po wybiegu)	1,0°÷5,0°

Zagrożenia naturalne w rejonie ściany 390 przedstawiają się następująco:
- Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego – klasy A,
- Zagrożenie tąpaniami – I stopień,
- Zagrożenie pożarowe – V grupa samozapalności - bardzo duża skłonność do samozapalenia
- Zagrożenie metanowe – brak,
- Zagrożenie wyrzutami gazów i skał – brak,
- Zagrożenie radiacyjne – całkowita dawka skuteczna nie przekracza wartości 1 [mSv] na rok,
- Zagrożenie klimatyczne – temperatura pierwotna górotworu wynosi od 24,0 ºC do 26,0 ºC.

Wyposażenie techniczne ściany:
- Kombajn – KSW-1140EZ,
- Sekcje obudowy zmechanizowanej – Glinik-21/46-POz,
- Przenośnik ścianowy – Rybnik 1100,
- Przenośnik podścianowy – Grot 1100,
- Kruszarka– PAT/WB –1500.

5. PROFILAKTYKA ZAPOBIEGAJĄCA WYSTĄPIENIU OPADÓW SKAŁ STROPOWYCH

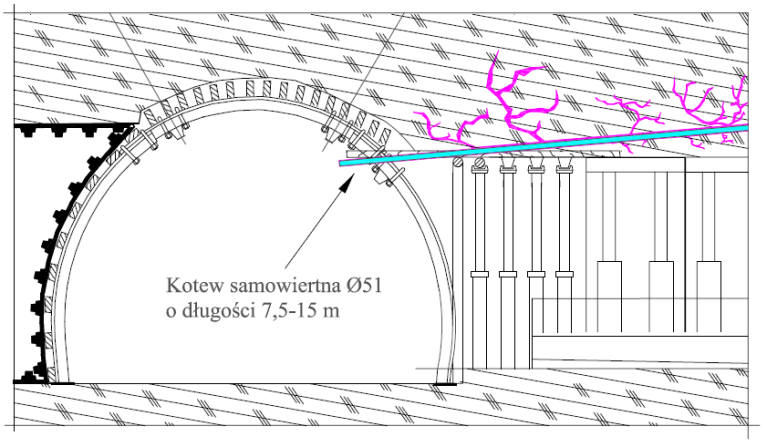
5.1. Kotwienie iniekcyjne

Kotwy stosowane są zarówno jako element zapobiegania obwałom w ścianach, jak i do ponownego uruchomienia ściany po wystąpieniu obwału stropu. Najczęściej wykorzystuje się je do poprawy stateczności ociosów węglowych oraz wzmocnienia skał stropowych. Przykłady stosowanych kotew:

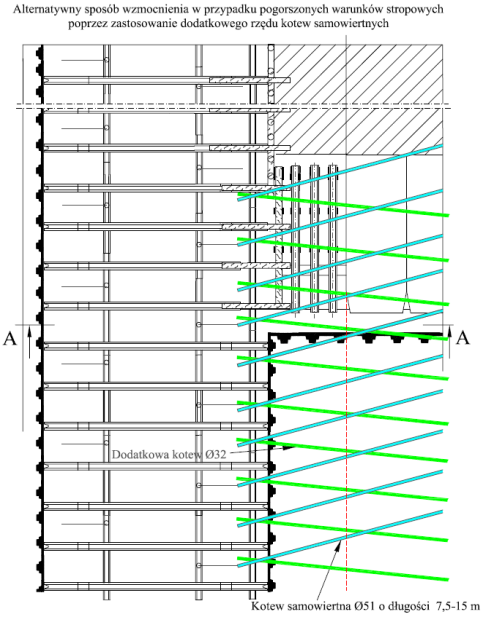
5.1.1. Kotwy iniekcyjne samowiertne

Parametry techniczne kotwy samowiertnej iniekcyjnej R51:
- nośność na granicy wytrzymałości – co najmniej 400 kN,
- maksymalna siła zrywająca – 820 kN,
- granica plastyczności – 580 kN.

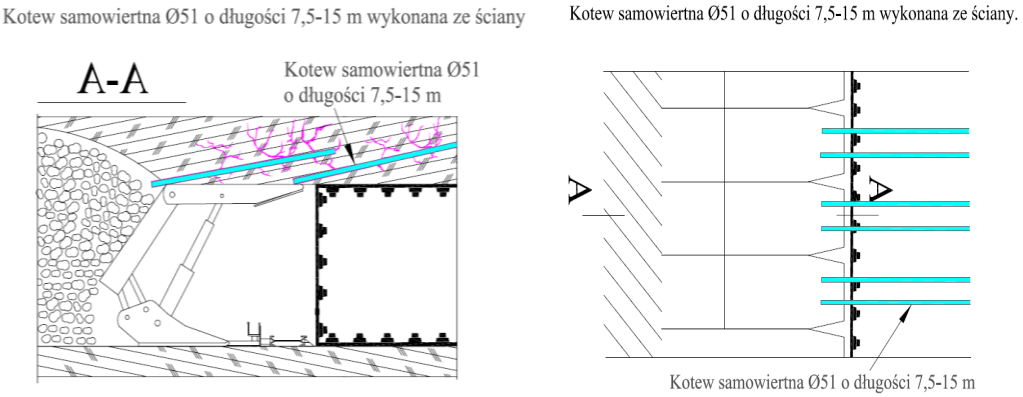
Kotew samowiertna Ø51 o długości 7,5-15 m wykonana z chodnika przyścianowego.



Rys. 8. Zastosowanie kotew samowiertnych iniekcyjnych z chodnika przyścianowego
Fig. 8. Application of self-drilling injection roof bolts from bottom road



Rys. 9. Wzmocnienia wnęki ścianowej za pomocą dodatkowego rzędu kotew iniekcyjnych samowiertnych z chodnika przyścianowego
Fig. 9. Reinforcing of the longwall stable using an additional row of self- drilling injection roof bolts from bottom road

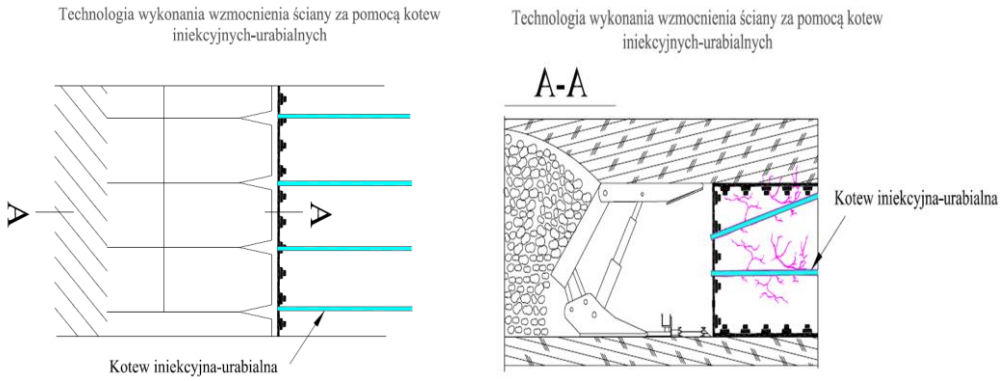


Rys. 10 i 11. Wzmocnienie bezpośredniego stropu ściany za pomocą kotew iniekcyjnych samowiertnych (alternatywa dla tzw. szynowania)
Fig. 10 i 11. Reinforcing of the immediate roof of the longwall with self-drilling injection roof bolts (an alternative to the so-called railing – reinforcing by rails)

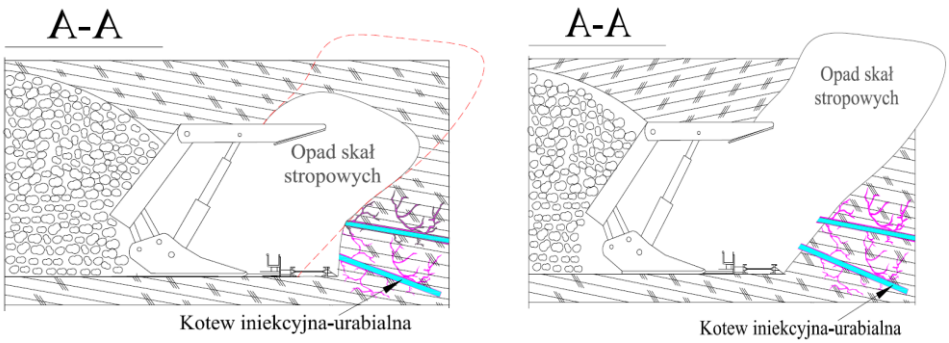
5.1.2. Kotwy iniekcyjno-urabialne

Dane techniczne systemu:

- wytrzymałość na rozciąganie 50 kN,
- minimalne ciśnienie napełniania potrzebne do rozparcia pakera 8 MPa,
- minimalne ciśnienie potrzebne do otwarcia zaworu iniekcyjnego 9 MPa,
- maksymalne ciśnienie iniekcyjne 20 MPa,
- średnica otworu iniekcyjnego 38 – 42 mm,
- grubość ścianki pakera iniekcyjnego 1,25 mm.

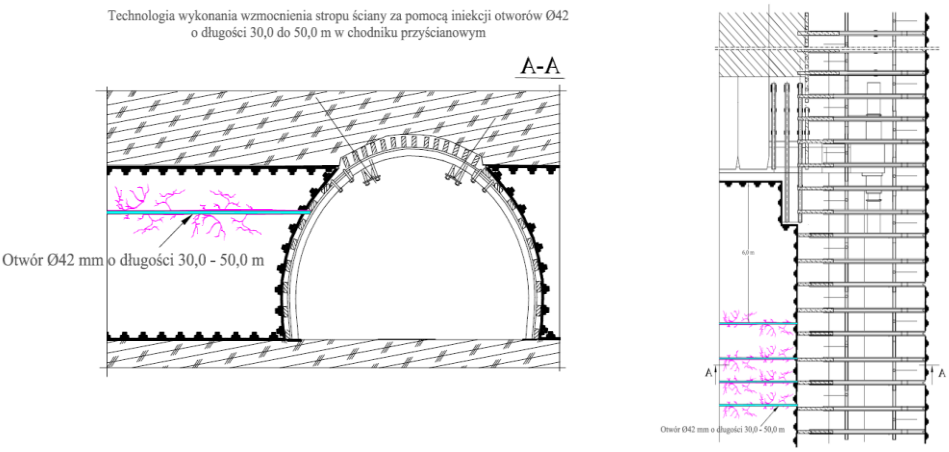


Rys. 12 i 13. Wzmocnienia ociosu ścianowego za pomocą kotew iniekcyjnych-urabialnych
Fig. 12 i 13. Reinforcing of the longwall side using injection cuttable bolts



Rys. 14 i 15. Wzmocnienia ociosu ścianowego za pomocą kotew iniekcyjnych-urabialnych
Fig. 14 i 15. Reinforcing of the longwall side using injection cuttable bolts

5.2. Klejenie długimi otworami



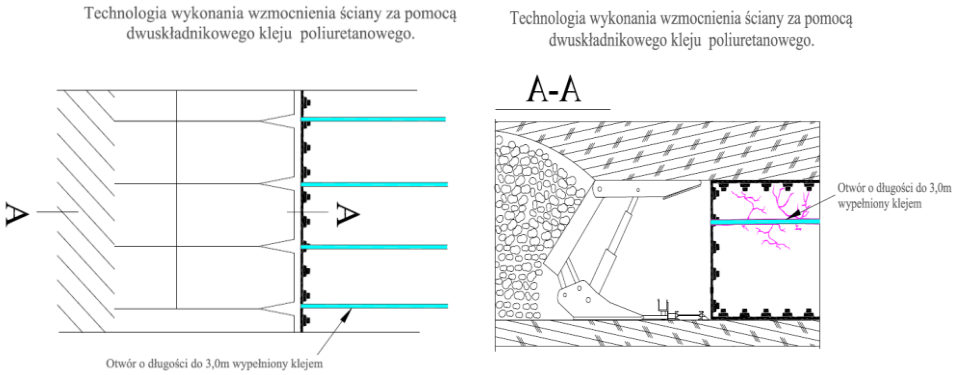
Rys.16 i 17. Technologia wzmocnienia górotworu za pomocą klejenia długimi otworami
Fig. 16 i 17. Technology of reinforcement of strata using bonding by long boreholes

6. SPOSOBY USUWANIA SKUTKÓW OBWAŁÓW SKAŁ STROPOWYCH

6.1. Klejenie ociosu ścianowego

W przypadku iniekcji środkami chemicznymi, można wyróżnić dwie grupy środków stosowanych w przypadku opadów lub obwałów w ścianach, to jest kleje i piany. Głównym zadaniem klejów jest scalenie spękanych skał stropowych albo ociosu węglowego. Z tej grupy najczęściej są stosowane kleje poliuretanowe albo silikatowe (krzemianowo-izocjanianowe).

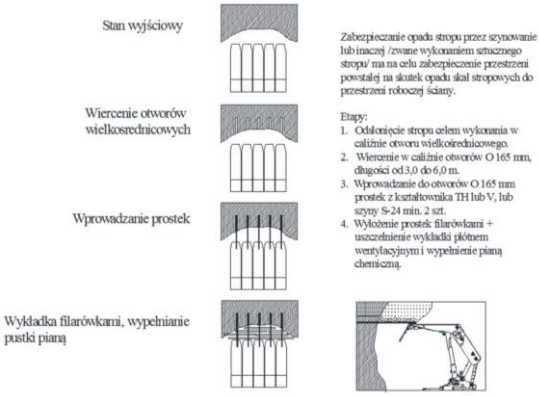
Piany są stosowane głównie w celu wypełnienia pustek powstałych w stropie po obwale. Najczęściej stosuje się piany fenolowe lub cementowe [1].



Rys. 18 i 19. Technologia wykonania wzmocnienia ściany z pomocą dwuskładnikowego kleju poliuretanowego
Fig. 18 i 19. Longwall reinforcement technology with the help of a two-component polyurethane adhesive

6.2. Zabezpieczenie stropu przez tzw. „szynowanie”

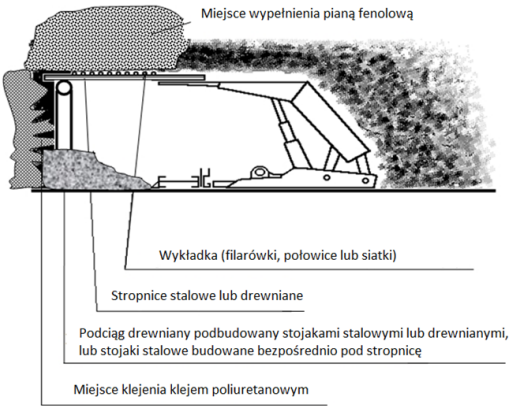
W ścianie, w której wystąpił obwał, wykonuje się tak zwany sztuczny strop, którego zasadniczymi elementami są szyny stalowe albo, obecnie najczęściej stosowane, stropnice stalowe wykonane z prostych odcinków kształtowników typu „V” lub rzadziej KS/KO [1].



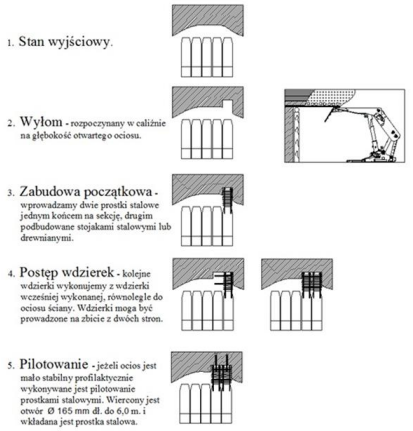
Rys. 20. Etapy zabezpieczenia stropu przez „szynowanie”
Fig. 20. Steps to protect the roof by „railing”

6.3. Zabezpieczenie obwału przez wykonywanie tzw. „wdzierek”

W przypadkach obwałów skał stropowych o znacznych rozmiarach, wyrobisko ścianowe zabezpiecza się, wykonując tak zwaną kratownicę. Gdy wyrobisko ścianowe objęte obwałem, zostało zabezpieczone przez wykonanie kratownicy, wykonuje się pierwszy przejazd kombajnem i przesunięcie przenośnika, a następnie przesuwa się sekcje obudowy w kierunku ociosu[1].



Rys. 21. Etapy zabezpieczenia obwału przez wykonanie tzw. „wdzierek”
Figure 21. Steps to protect roof fall by executing he so-called "drawing at entry"



Rys. 22. Sposób zabudowy wdzierek w ścianie
Fig. 22. The method of building of drawing at entry in the longwall

7. PODSUMOWANIE

Występowanie podczas prowadzenia ścian utrudnień w postaci opadów, obwałów, czy też w najgorszym przypadku zawału skał stropowych, stanowi zagrożenie dla pracującej w ścianie załogi. Do działań zmierzających do poprawy bezpieczeństwa oraz ograniczenia przestojów w produkcji spowodowanych obwałami czy też zawałami skał stropowych, należy m.in. dokładne rozeznanie warunków geologicznych oraz parametrów wytrzymałościowych górotworu w danym polu ściany przed rozpoczęciem eksploatacji. W przypadku działań profilaktycznych najczęstszą metodą wzmacniania górotwóru (skały stropowe i ocios węglowy) jest stosowanie środków chemicznych, takich jak kleje poliuretanowe czy krzemianowe. Często wykorzystuje się do tego celu kotwy iniekcyjno-urabialne, które dodatkowo wzmacniają osłabiony masyw skalny. Kiedy w ścianie wystąpił już obwał stropu podstawowym sposobem usuwania jego skutków oraz działaniem mającym na celu ponowne uruchomienie ściany jest tzw. szynowanie [2]. Do wypełniania pustki w stropie, powstałej na skutek obwału, najczęściej wykorzystuje się środki chemiczne, takie jak piany fenolowe. Należy podkreślić, że prace związane z usuwaniem skutków obwałów i ponownym uruchomieniem ściany, należą wciąż do jednych z najbardziej niebezpiecznych, na co wskazują zaistniałe wypadki, w tym również śmiertelne.

LITERATURA

[1] Prusek S. 2016: Stateczność wyrobisk ścianowych podczas eksploatacji pokładów węgla kamiennego z zawałem skał stropowych. Główny Instytut Górnictwa, Katowice.
[2] Prusek S. 2015: Metody zapobiegania oraz likwidacji skutków obwałów skał stropowych w ścianach zawałowych. Wiadomości Górnicze 3/2015.
[3] Prusek S. 2014: Czynniki wpływające na powstawanie obwałów skał w ścianach prowadzonych z zawałem skał stropowych. Przegląd Górniczy Nr 3/2014.
[4] Turek M. 2010: Podstawy podziemnej eksploatacji pokładów węgla kamiennego. Główny Instytut Górnictwa, Katowice.

[5] Planu ruchu Polska Grupa Górnicza sp. z o.o. Oddział KWK Piast-Ziemowit Ruch Piast w Bieruniu na okres od 2014 r. do 2016 r.
[6] Projekt techniczny eksploatacji pokładu 209, w partii I, poz.650 m. KW S.A. Oddział KWK „Piast" Ruch I w Bieruniu.
[7] Projekt techniczny wraz z technologią eksploatacji ściany 390 w pokładzie 209, partia I, poz. 650 m, prowadzonej poniżej poziomu udostępnienia. PGG sp. z o.o. Oddział KWK Piast-Ziemowit.

THE WAY OF LIQUIDATION OF THE EFFECTS OF ROOF FALLS IN LONGWALLS CARRIED OUT IN THE CONDITIONS OF GEOLOGICAL DISTURBANCES IN PIAST-ZIEMOWIT COAL MINE.

ABSTRACT: Strength properties of roof rocks are one of the most important parameters determining the proper maintenance of underground working. The widespread use of powered supports reduces the risk resulting from the roof falls, but occurred roof fall can significantly impede, and in extreme cases even prevent safe driving of powered supports in the longwall. The article presents methods of limiting the loss of stability of the roofs and the methods of eliminating the negative effects of roof falls on the example of the longwall carried out in the conditions of natural disturbances in Piast-Ziemowit Coal Mine, Section Piast.

KEYWORDS: stability of roof rocks, rock fall, longwall

Konieczność wykonywania robót strzałowych podczas eksploatacji pokładów węgla kamiennego na przykładzie KWK Piast-Ziemowit

Rajmund Horst, Krzysztof Kuczowicz, Łukasz Siodłak, Paweł Gniza
Polska Grupa Górnicza S.A. Oddział KWK Piast-Ziemowit

STRESZCZENIE: Artykuł przedstawia zasadność, potrzebę i niezbędność prowadzenia robót strzałowych podczas podziemnej eksploatacji pokładów węgla kamiennego. Omawiana jest konieczność prowadzenia robót strzałowych wykonywanych jako prace pomocnicze: przy eksploatacji, drążeniu chodników oraz utrzymaniu wyrobisk górniczych. Na podstawie zebranych danych z Kopalni Piast-Ziemowit, wyznaczony został trend zużycia środków strzałowych w zakładzie górniczym w latach 2010-2017, który ukazuje stały poziom udziału robót strzałowych. W pracy poruszono temat rozwoju technologicznego, który nie wypiera prowadzonych robót strzałowych, traktowanych jako pomocnicze, lecz niezbędnych podczas realizacji zadań produkcyjnych.

SŁOWA KLUCZOWE: technika strzałowa, materiały wybuchowe, zapalniki elektryczne, roboty strzałowe, środki strzałowe, urabianie skał, otwory strzałowe, wybuch, detonacja

1. WSTĘP

Materiał wybuchowy jest podstawowym czynnikiem w procesie urabiania zwięzłych skał, wykorzystywanych w gospodarce. W czasie reakcji wybuchu materiału, powstaje wysokie ciśnienie gazów, które wykorzystywane jest do urabiania skał. Reakcja wybuchu oprócz pożądanych efektów, niesie za sobą także zagrożenia dla osób wykonujących prace oraz dla otoczenia, w którym są wykonywane.

Górnictwo funkcjonowało od początku egzystencji naszej cywilizacji. Pierwsze dowody urabiania, czyli odspajania skał od calizny, można znaleźć w prehistorii: należało odłupać fragment skały, aby powstało pierwsze ostrze, wybrać odpowiednie kamienie, aby ułożyć trwałą ścieżkę, potem drogi, następnie wybudować domy. Odspajanie skały prowadzone było w sposób mechaniczny, przy pomocy narzędzi i zwierząt. Wielkim odkryciem było wynalezienie prochu strzelniczego, zwanego również czarnym. Pierwsza zapisana relacja o użyciu prochu czarnego w kopalni znalazła się w sprawozdaniu Trybunału Górniczego w Scheminitz na Węgrzech z 1627 roku [5]. Jednak stosowanie tego materiału wybuchowego było bardzo niebez-

pieczne, ponieważ niekontrolowane wybuchy raniły i zabijały wielu ludzi. Około 200 lat później prace strzałowe stały się bezpieczniejsze, dzięki wynalezieniu lontu prochowego przez Williama Bickforda z Devonu w 1831 roku. Kolejnym krokiem w rozwoju materiałów wybuchowych była nitrogliceryna, wynaleziona przez Włocha Ascanio Sobrero w 1847 roku. Jednak użycie nitrogliceryny w górnictwie, nie powiodło się na większą skalę ze względu na jej ciekłą postać. Alfred Nobel zrewolucjonizował odkrycie, poprzez zmieszanie nitrogliceryny z absorbentem – ziemią okrzemkową [5]. Tak właśnie powstał dynamit i nastąpił przełom w przemyśle górniczym. W sposób o wiele bardziej bezpieczny, można było urabiać skały na dużo większą skalę [5].

2. ROBOTY STRZAŁOWE WYKONYWANE PODCZAS DRĄŻENIA WYROBISK PRZYGOTOWAWCZYCH I UDOSTĘPNIAJĄCYCH

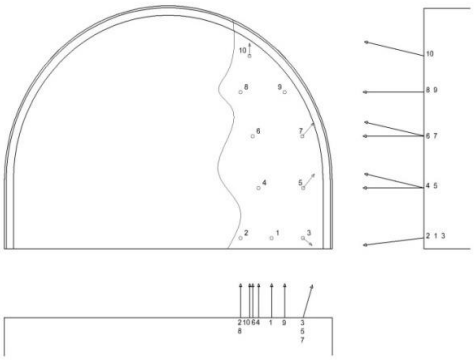
Przygotowanie złoża tzw. rozcięcie jest jedną z pierwszych i podstawowych robót, wykonywanych w nowych polach eksploatacyjnych. Przy drążeniu wyrobisk górniczych, stosuje się szeroko rozwinięte technologicznie kombajny chodnikowe, które osiągają wysokie wydajności i postępy. Zastosowanie kombajnów do drążenia chodników węglowych, pozwoliło na całkowitą mechanizację urabiania i ładowania węgla oraz wprowadziło znaczne ułatwienia podczas wykonywania obudowy. Urabianie calizny węglowej kombajnem pozwala na uzyskanie żądanego kształtu wyrobiska, bez naruszenia pozostałego górotworu [1].

Kombajny chodnikowe sprawdzają się podczas drążenia prostych lub mało skomplikowanych sieci wyrobisk. Jednak w większości przypadków projekty techniczne zakładają wykonanie wielu skomplikowanych zadań takich jak: wnęki chodnikowe, poszerzenia, rząpia, przebicia chodników. To sprawia, że podczas drążenia wyrobisk kombajnem chodnikowym, należy posiłkować się także inną techniką urabiania skał.

Najprostszą i najtańszą ze względów górniczych jest metoda urabiania skał za pomocą materiałów wybuchowych. W każdym przypadku, gdzie kombajn chodnikowy nie ma możliwości urobienia w pełni stropu, ociosu lub spągu ze względu na gabaryty, czy możliwości techniczne, używa się materiałów wybuchowych.

2.1. Wlot wyrobiska korytarzowego

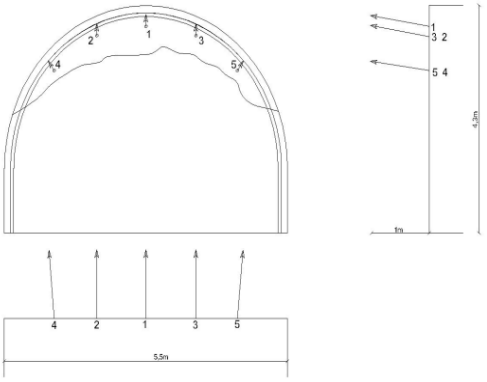
Pierwszą robotą w ciągu technologicznym, przy wykonaniu wyrobiska korytarzowego, jest wydrążenie wlotu wyrobiska, najczęściej z innego już istniejącego chodnika. W tym celu kombajn chodnikowy drąży w określonym miejscu wlot. Należy zaznaczyć, że najczęściej stosowaną obudową w KWK Piast-Ziemowit jest obudowa ŁP10/V29/A o szerokości 5,5 m. Przy drążeniu wlotu wyrobiska skierowanego pod kątem prostym do istniejącego, nie ma możliwości wydrążenia kombajnem chodnikowym całego przekroju wyrobiska, w początkowej fazie wykonania wlotu. Fakt ten spowodowany jest gabarytami oraz ograniczeniami ruchowymi kombajnu. Przy szerokości chodnika 5,5 m maszyna urabiająca o długości około 12 m (zestaw kombajnowy z podajnikiem i ładowarką) nie ma możliwości skrętu pod kątem prostym (równolegle do planowanego wyrobiska), tak aby wydrążyć cały przekrój. Na rysunku 1 przedstawiono sytuację drążenia wlotu chodnika z prawej strony kombajnu. W tym przypadku stosuje się urabianie „resztki" materiałem wybuchowym. Podobnie można opisać roboty związane z wykonywaniem wnęk i poszerzeń.



Rys. 1. Schemat rozmieszczenia otworów strzałowych przy wykonaniu wlotu wyrobiska korytarzowego [opracowanie własne]
Fig. 1. Scheme of arrangement of blast holes in the execution of the inlet of a corridor work

2.2. Przebicie do innego wyrobiska korytarzowego

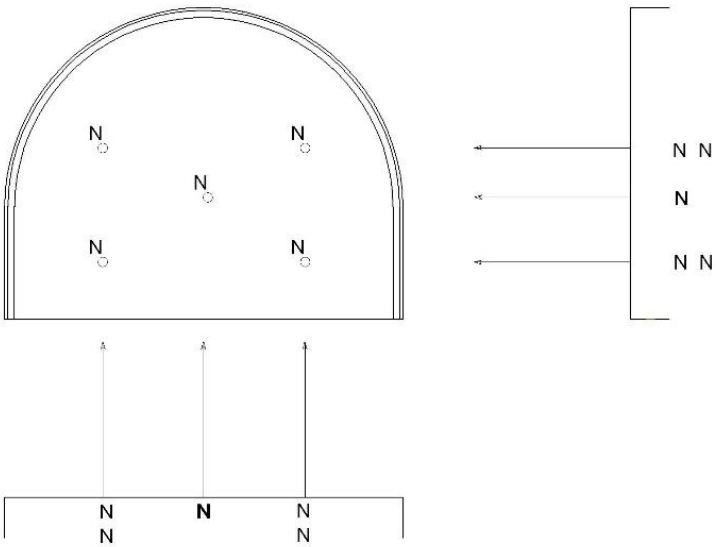
Przy rozpoczynaniu robót związanych z „otwieraniem" nowego wyrobiska korytarzowego, pojawia się szereg problemów, związanych z niemożliwością wydrążenia całego przekroju projektowanego chodnika. Analogiczna sytuacja powstaje przy zakończeniu chodnika, tzw. przebicia do innego już istniejącego wyrobiska, gdy kombajn drąży ostatnie metry przy zbiciu, może urobić tylko miejsca, gdzie pozwalają na to gabaryty wrębników organu. Problemy pojawiają się przy urobieniu stropu oraz urabianiu spągu przy stopach obudowy, gdzie odległość odrzwi obudowy istniejącego już wyrobiska jest zbyt mała, żeby mogła być urobiona przez głowice kombajnu. Również w tym przypadku wykorzystuje się materiał wybuchowy. Ładunki maksymalne w otworach strzałowych zazwyczaj nie przekraczają 600g MW, jest to spowodowane możliwością uszkodzenia obudowy oraz struktury skał nad skrzyżowaniem wyrobisk (rysunek 2).



Rys. 2. Schemat rozmieszczenia otworów strzałowych przy wykonaniu przebicia wyrobiska do istniejącego wyrobiska korytarzowego [opracowanie własne]
Fig. 2. Scheme of the blast hole layouts when performing the excavation penetration to the existing corridor excavation

2.3. Strzelanie zruszające przed maszynami urabiającymi

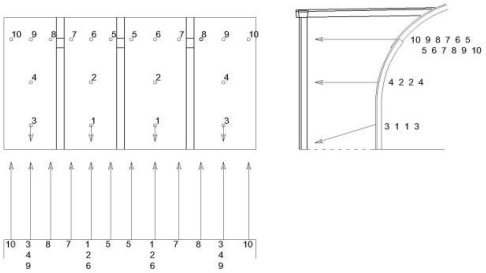
Strzelanie zruszające stosuje się w trudno urabialnych skałach przed maszynami urabiającymi. Celem strzelań jest zmniejszenie wytrzymałości skał, co pozwala na szybsze i łatwiejsze urobienie górotworu za pomocą kombajnu. W większości przypadków w KWK Piast-Ziemowit stosuje się otwory strzałowe o długości 12 m, ładunki MW inicjowane są zapalnikami elektrycznymi natychmiastowymi oraz podwójną nitką lontu detonującego, który daje pewność odejścia wielokolumnowego ładunku oraz zwiększa prędkość detonacji (rysunek 3).



Rys. 3. Schemat rozmieszczenia otworów strzałowych przy wykonaniu robót strzałowych zruszających caliznę [opracowanie własne]
Fig. 3. Scheme of deployment of blast holes during the execution of blasting works breaking off the cistern

2.4. Poszerzenia i wnęki

Prace związane z wykonywanie poszerzeń i wnęk, w większości przypadków rozpoczynane są z udziałem techniki strzałowej (rysunek 4). Spowodowane jest to przez ograniczenia ruchowe i gabarytowe kombajnu drążącego wyrobisko. W sytuacji, gdy wyrobisko zostało wydrążone, a poszerzenie technologiczne jest niezbędne np. w celu zabudowania dodatkowych urządzeń odstawczych, wnękę całościowo wykonuje się poprzez strzelania urabiające i ręczne wybieranie urobku. Spowodowane jest to faktem trudności związanych z zabudową instalacji oraz urządzeń, służących do zmechanizowanego urobienia niewielkiej ilości górotworu. Ekonomiczniej i szybciej jest zastosować urabianie z zastosowanie materiałów wybuchowych.



Rys. 4. Schemat rozmieszczenia otworów strzałowych przy wykonaniu wnęki w istniejącym wyrobisku korytarzowym [opracowanie własne]
Fig. 4. Scheme of the blast hole locations when a cavity is made in an existing corridor excavation

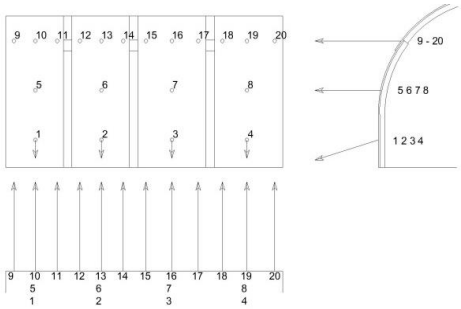
3. ROBOTY STRZAŁOWE WYKONYWANE PODCZAS EKSPLOATACJI POKŁADU WĘGLA

3.1. Wnęki ścianowe

Skrzyżowanie ściana chodnik należy do jednych z ważniejszych wyrobisk górniczych, które wymagają zapewnienia stateczności i bezpiecznych wielkości przekrojów zapewniających przejście załogi oraz gabaryty ruchowe. Jest miejscem koncentracji zarówno naprężeń, jak i wielu prac związanych z eksploatacją pokładu.

Prace wykonywane w obrębie skrzyżowania, na chwilę obecną są w małym stopniu zmechanizowane i wykonywane w wyjątkowo trudnych warunkach górniczych, co powoduje ich dużą pracochłonność.

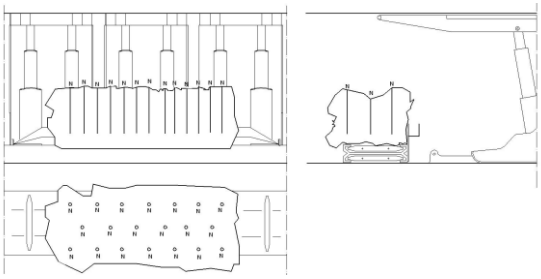
Wyrobiska chodnikowe drążone w KWK Piast-Ziemowit są zabezpieczane obudową z odrzwiami łukowymi, co powoduje powstanie przestrzeni przy obudowie chodnika, gdzie gabaryt organu (średnica) nie pozwala wybrać całego przekroju ściany. Roboty strzałowe prowadzone na tylnej i przedniej wnęce ścianowej są nieodłącznym elementem eksploatacji węgla systemem ścianowym. Otwory strzałowe wierci się z chodnika przyścianowego (rys. 5). Odstrzelony ocios, powoduje możliwość dodatkowego wzmocnienia obudowy w rejonie skrzyżowania, poprzez zabudowanie prostek, stojaków drewnianych lub stalowych oraz pozwala na dokładne wybranie całego przekroju ściany.



Rys. 5. Schemat rozmieszczenia otworów strzałowych przy wykonaniu wnęki ścianowej [opracowanie własne]
Fig. 5. Schematic arrangement of blast holes in the implementation of a longwall cavity

3.2. Rozstrzeliwanie luźnych brył nadgabarytowych w ścianie

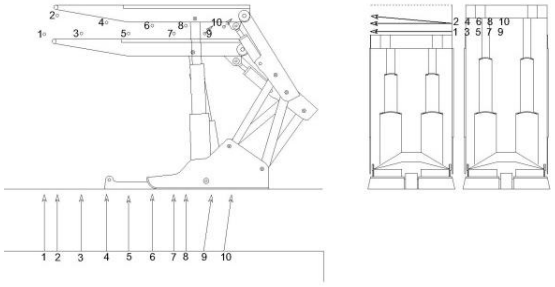
Zaburzenia geologiczne w przekroju ściany, powodują powstawanie opadów skał stropowych na ścieżkę kombajnową, co utrudnia lub uniemożliwia przejazd kombajnu. Duże bryły skalne są zazwyczaj ciężko urabialne oraz powodują zatory na przenośnikach ścianowych. Leżąc na ścieżce przenośnika są poza zasięgiem organu kombajnowego. W celu dezintegracji stosuje się metodę rozstrzeliwania luźnych brył, za pomocą materiałów wybuchowych odpalanych w otworach strzałowych przedstawioną na rysunku 6. Bryłę nawierca się odpowiednią ilością otworów przy zachowaniu zasad techniki strzelniczej (odległość ładunku od odsłoniętej płaszczyzny minimum 0,3 m; długość przybitki nie może być mniejsza niż 0,3 m; odległość między otworami nie powinna być mniejsza niż 0,4m). Ładunki inicjowane są zapalnikami natychmiastowymi.



Rys. 6. Schemat rozmieszczenia otworów strzałowych przy rozstrzeliwaniu luźnych brył za pomocą materiałów wybuchowych w otworach strzałowych [opracowanie własne]
Fig. 6. Scheme of deployment of blast holes when shooting loose bodies with explosives in blast holes

3.3. Strzelanie nad sekcjami w ścianie

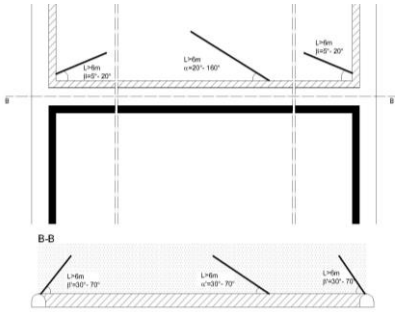
Pogorszone warunki stropowe, zwiększone ciśnienie górotworu, brak postępującego zawału to czynniki, które mogą wpływać bezpośrednio na podporność obudowy sekcji zmechanizowanej. Może to spowodować lokalne obniżenie wyrobiska tzw. „zaciśnięcie" sekcji. W tym celu stosuje się strzelanie materiałem wybuchowym nad sekcjami obudowy (rysunek 7), w celu uzyskania odpowiednich (wymaganych przepisami) gabarytów w wyrobisku eksploatacyjnym.



Rys. 7. Schemat rozmieszczenia otworów strzałowych przy strzelaniu nad sekcjami obudowy zmechanizowanej [opracowanie własne]
Fig. 7. Scheme of deployment of blast holes while shooting over powered support sections

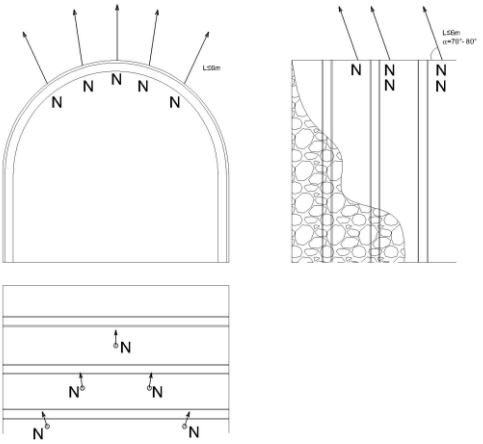
3.4. Strzelanie zawałowe w ścianie

Strzelanie w stropie długimi otworami wierconymi z chodników przyścianowych, z wyrobisk eksploatacyjnych (rysunek 8) stosuje się w celu wywołania zawału stropu lub zruszenia skał stropowych bez wywołania zawału. Efektem tego typu strzelania powinnno być przerwanie ciągłości warstw stropowych i skrócenia wspornika stropowego. Poprzerywany przez kolejne strzelania strop bezpośredni i zasadniczy (wysoki) nie zagraża wystąpieniu odprężenia lub tąpnięcia, wynikającego z nagłych pęknięć górotworu i załamywaniu się grubych warstw stropowych (dwie grube warstwy piaskowców w przypadku KWK Piast-Ziemowit). Obciążenie popękanego stropu na pokład jest znacznie mniejszy niż w przypadku stropu nienaruszonego [8].



Rys. 8. Schemat rozmieszczenia otworów strzałowych przy strzelaniu w celu wywołania zawału skał stropowych w ścianie [opracowanie własne]
Fig. 8. Scheme of deployment of blast holes during shooting in order to cause the rockfall of ceiling rocks in the longwall

Przy wywołaniu zawału chodnika stosowane są krótkie otwory strzałowe, które inicjowane są bez użycia LD (rysunek 9).



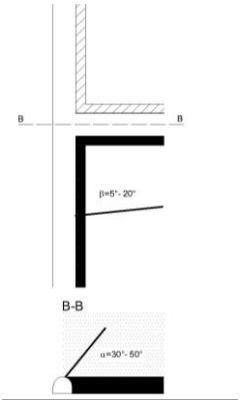
Rys. 9. Schemat rozmieszczenia otworów strzałowych przy strzelaniu w celu wywołania zawału skał stropowych w chodniku [opracowanie własne]
Fig. 9. Scheme of deployment of blast holes during shooting in order to cause the rockfall of ceiling rocks in the excavation

Strzelanie długimi otworami stosuje się także w celu łatwiejszego utrzymania chodnika przyścianowego, który wykorzystywany jest dla wybiegu następnej ściany jako chodnik wentylacyjny [1].

Ładunki MW uzbraja się podwójną nitką lontu detonującego i zapalnikami natychmiastowymi. Najczęściej stosuje się otwory 20 m, do których ładowane jest 18 kg MW.

3.5. Strzelania torpedujące w ścianie

Strzelania torpedujące to strzelania wykonywane w grubych tzw. wstrząsogęnnych warstwach górotworu o dużej zwięzłości, mające na celu sprowokowanie wstrząsu bądź lokalnej destrukcji tych warstw [3]. Historycznie, pierwsze strzelania torpedujące zastosowano w latach siedemdziesiątych, w celu ograniczenia zagrożenia wstrząsami oraz dla zapewnienia odpowiednich warunków zawału skał stropowych przy eksploatacji węgla [1]. Z czasem strzelania stały się jednym z elementów aktywnej profilaktyki tąpaniowej. W efekcie stosowania tych strzelań, możliwe było wybieranie złóż zagrożonych tąpaniami w strefach anomalii geologicznych [3], zaburzeń tektonicznych, prowadzenia eksploatacji w warunkach skrępowanych. Strzelania torpedujące są obecnie stosowane na Ruchu Piast. Jednorazowo z chodnika przyścianowego (rys. 10) odpala się około 75 kg MW w 50 m otworze strzałowym. Prawidłowo i systematycznie wykonywane strzelania skutkują zmniejszona aktywnością sejsmiczną górotworu w postaci wysokoenergetycznych wstrząsów, które mogą powodować odprężenia i tąpnięcia.



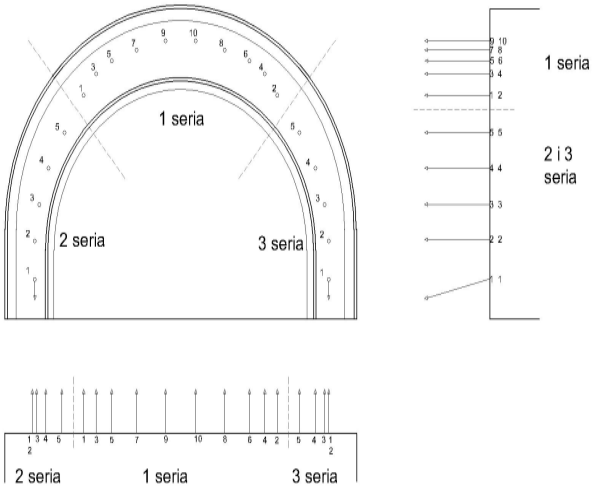
Rys. 10. Schemat rozmieszczenia otworów strzałowych przy strzelaniu torpedującym w stropie [opracowanie własne]
Fig. 10. Scheme of deployment of blast holes during shooting torpedo in the ceiling

4. ROBOTY STRZAŁOWE WYKONYWANE W CELU POPRAWIENIA FUNKCJONALNOŚCI WYROBISKA I BADAŃ OŚRODKA SKALNEGO

Utrzymanie wyrobisk górniczych w coraz głębszych partiach pokładów, jest zdecydowanie trudniejsze i wymaga precyzyjnie zaplanowanych przebudów i napraw, szczególnie jeżeli chodzi o wyrobiska funkcjonalne i bezpośrednio związane z transportem materiałów, załogi i urobku, w których muszą być zachowane regulowane przepisami gabaryty ruchowe i techniczne. W tym celu stosuje się roboty strzałowe, które pozwalają bez większej mechanizacji łatwo urobić skały.

4.1. Przebudowa istniejących wyrobisk

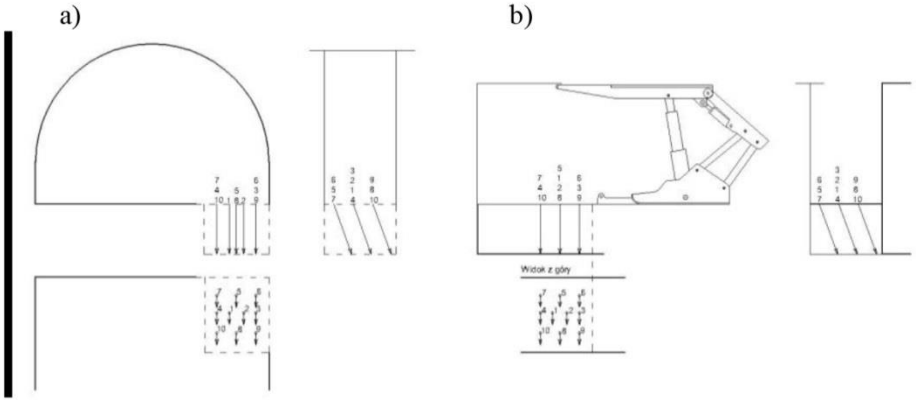
Wyrobiska korytarzowe pełniące funkcje przewozowe, wentylacyjne, transportowe, powinny mieć przekroje poprzeczne gwarantujące bezpieczny i bezawaryjny ruch urządzeń właściwych dla ich przeznaczenia. Postępująca eksploatacja złoża, powoduje często zmiany rozkładów ciśnień, a niekiedy powstania ciśnień dynamicznych, odprężeń i tąpnięć, których działanie może powodować deformacje obudowy, zmniejszenie przekroju, zawał i zniszczenie wyrobiska. Pojawienie się tych zjawisk ogranicza możliwości ich użytkowania, powoduje zagrożenie bezpieczeństwa ruchu lub powoduje całkowite wyłączenie wyrobiska z ruchu. Aby zapewnić stałą funkcjonalność wyrobisk górniczych, należy prowadzić stałą obserwację obudowy i kontrolę przekroju poprzecznego. W przypadku zmniejszenia się przekroju poprzecznego, należy prowadzić przebudowę. W wyrobiskach, gdzie nie ma możliwości mechanizacji urabiania i odstawy urobku, stosuje się materiały wybuchowe. W tym celu zostają odwiercone otwory strzałowe po obrysie wyrobiska (rysunek 11), odpalenie ładunków MW, załadunek urobku do wozów lub pojemników oraz zabezpieczenie stropu i ociosów wyrobiska.



Rys. 11. Schemat rozmieszczenia otworów strzałowych przy przebudowie wyrobiska korytarzowego [opracowanie własne]
Fig. 11. Scheme of the blast hole layout at the reconstruction of a corridor excavation

4.2. Rząpia odwadniające

Partie pokładów KWK Piast-Ziemowit są zaliczane do I lub II stopnia zagrożenia wodnego, co skutkuje zwiększonym dopływem wód do wyrobisk objętych zagrożeniem. W celu zmniejszenia przypadków utraty funkcjonalności wyrobisk poprzez nagromadzenie się wody, stosuje się pompy stacjonarne lub przenośne, które umieszczane są w rząpiach. Najczęściej odwierconych zostaje 10 otworów strzałowych (rysunek 12), odpalenie w nich ładunku MW w ilości nie przekraczającej 6 kg (600g na otwór strzałowy). Odstrzelony urobek zostaje wybrany, a czynność powtarza się do uzyskania odpowiednich gabarytów rząpia.



Rys. 12. Schemat rozmieszczenia otworów strzałowych przy wykonaniu rząpia: a) w chodniku, b) w ścianie [opracowanie własne]
Fig. 12. Scheme of arrangement of blast holes at the execution of the sump: a) in the corridor excavation, b) in the longwall

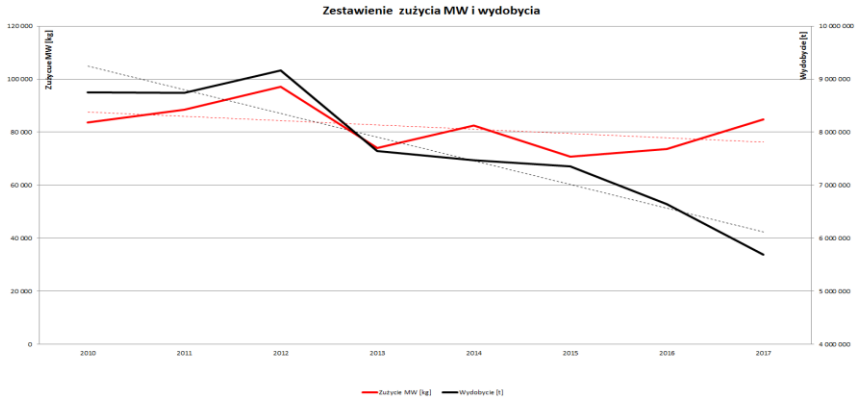
4.3. Badania geofizyczne i geologiczne pokładu

Technika strzałowa wykorzystywana jest także do badania pokładu i skał otaczających (górotworu) za pomocą prześwietleń sejsmicznych [4]. Ładunki materiałów wybuchowych (najczęściej 300 g) ładowane są do otworów strzałowych w określonej odległości od siebie, w badanym odcinku pola eksploatacyjnego. Po odpaleniu, rozstawione sondy geofonowe, rejestrują prędkości rozchodzenia się fal sejsmicznych w badanym ośrodku, które po obróbce cyfrowej, odzwierciedlają jego cechy strukturalne lub ich zmianę. Prześwietlenia sejsmiczne pozwalają na określenie (prognozowanie) zagrożenia tąpaniami i wstrząsami w badanym pokładzie, jak i wpływu pozostawionych resztek oraz stref uskokowych na badany pokład. Niejednokrotnie podczas takich badań wykrywa się w badanym pokładzie nieudokumentowane zaburzenia geologiczne (uskoki, wtrącenia piaskowca, wymycia pokładu) [4].

5. ILOŚĆ WYKORZYSTYWANYCH ŚRODKÓW STRZAŁOWYCH NA PRZESTRZENI LAT UBIEGŁYCH PRZY WYDOBYWANIU WĘGLA KAMIENNEGO

W KWK Piast-Ziemowit stosowano i stosuje się następujące środki strzałowe:

- Barbaryt – stosowany do 2010 roku,
- Karbonit – stosowany do 2010 roku,
- Ergodyn 30E – stosowany do 2017 roku,
- Ergodyn 31E- stosowany od 2017 roku do chwili obecnej,
- Emulinit PM – stosowany od 2009 roku do chwili obecnej,
- Górnicze Zapalniki Elektryczne Węglowe 0,2A i 0,45A – stosowane do chwili obecnej,
- Górnicze Zapalniki Elektryczne Metanowe 0,2A i 0,45A – stosowane do chwili obecnej,
- Lont detonujący – stosowany do chwili obecnej.



Rys. 13. Zużycie materiałów wybuchowych i poziom wydobycia w latach 2010 – 2017 z wyznaczoną linią trendu dla KWK Piast-Ziemowit [opracowanie własne]
Fig. 13. The consumption of blasting means and the level of production in 2010 – 2017 with the designated trend line

Wykresy na rysunku 13 obrazują stały udział robot strzałowych na przestrzeni ostatnich siedmiu lat. Poziom wydobycia jest funkcją malejącą, jest to spowodowane koncentracją wydobycia oraz zmniejszeniem ilości oddziałów wydobywczych, natomiast poziom zużycia materiałów wybuchowych utrzymuje się na stałym poziomie.

6. ROZWÓJ TECHNOLOGII W GÓRNICTWIE, KTÓRY NIE WYPIERA ZUŻYCIA ŚRODKÓW STRZAŁOWYCH

Stałe unowocześnianie konstrukcji kombajnów i urządzeń do urabiania calizny węglowej, zmierzający w kierunku przystosowania organów urabiających do eksploatacji skał o coraz większej twardości i zwięzłości, dalszego zwiększania wydajności pracy oraz całkowitego zmechanizowania ciągu technologicznego, sprawia, że kombajny stają się najbardziej perspektywicznymi maszynami do drążenia i urabiania calizny węglowej. Jednak nie można mówić o całkowitej automatyzacji w wachlarzu trudności, podczas pracy w ciężkich i skomplikowanych warunkach dołowych. Przy drążeniu i eksploatacji, nie można pominąć ważnego czynnika ludzkiego oraz robót tzw. ręcznych, do których można zaliczyć roboty strzałowe.

Wszystkie miejsca, gdzie nie jest możliwe urobienie calizny za pomocą kombajnów stosuje się materiały wybuchowe, które są stosunkowo tanią i szybką (efektywną) metodą urabiania skał. Spowodowane jest to zbyt długim czasem zbrojenia urządzeń ciągu technologicznego i związanymi z tym przedsięwzięciem kosztami, które często są nieopłacalne w stosunku do planowanych robót (budowa rząpia, wykonanie poszerzenie).

7. WNIOSKI KOŃCOWE

1. Przy wykonywaniu robót górniczych związanych z eksploatacją, robotami przygotowawczymi i prowadzonymi przebudowami niezbędne jest wykorzystywanie i wspomaganie się robotami strzałowymi.

2. Materiał wybuchowy jest konieczny w robotach tzw. „precyzyjnych" podczas wykonywania skrzyżowań, wlotów nowych chodników, wnęk technologicznych i rząpi.
3. Technika strzałowa jest wykorzystywana do badań geofizycznych i geologicznych, za pomocą których lokalizowane są naprężenia w górotworze, rozkład zagrożenia sejsmicznego w pokładzie, występujące anomalia geologiczne w pokładzie takie jak uskoki, wymycia i wycienienia pokładu.
4. Strzelania torpedujące w stropie powodują dezintegrację warstw stropowych w stopniu uniemożliwiającym akumulację energii sprężystej. Strzelania te wywierają istotny wpływ na rejestrowany poziom sejsmiczności indukowanej górotworu, w kierunku jej ograniczenia.
5. Roboty strzałowe są niezbędnym czynnikiem przy eksploatacji pokładów węgla z zastosowaniem systemu ścianowego z zawałem skał stropowych. Koncentracja prac związanych z wzmocnieniem i utrzymaniem wyrobisk przyścianowych stawia technikę strzelniczą na pierwszym miejscu jeżeli chodzi o szybkie urabianie skał w miejscach, które nie są dostępne dla organu urabiającego.
6. Zużycie środków strzałowych na przestrzeni lat w stosunku do poziomu wydobycia – jest stałe – pomimo widocznego postępu technologicznego i koncentracji wydobycia.

LITERATURA

[1] Bielewicz T., Prus B. 1984: *Górnictwo*. Wydawnictwo Śląsk. Katowice.
[2] Broen A. 1993: *Kombajny chodnikowe*. Śląskie wydawnictwo techniczne. Katowice.
[3] Hobler M. 1982: *Projektowanie i wykonywanie robót strzelniczych w górnictwie podziemnym.* Wydawnictwo Śląsk. Katowice.
[4] Kornowski J. 2015: *Wykonanie prześwietleń sejsmicznych pola ściany 100 w pokładzie 209 w obszarze oddziaływania resztki R-2 oraz pola ściany 101 w pokładzie 209 wraz ze strefą przyuskokową dla KW S.A. Oddział KWK „Ziemowit".* Bytom.
[5] Korzeniowski J.I., Onderka Z.2014: *Roboty strzelnicze w górnictwie odkrywkowym*. Wrocław 2006.
[6] Krzelowski J., Stanek M., *Bezpieczeństwo wykonywania robót strzałowych w zakładach górniczych. X jubileuszowa konferencja naukowo-techniczna „Bezpieczeństwo Robót Strzałowych"*. Szczyrk.
[7] Piechota S. 2008: *Technika podziemnej eksploatacji złóż i likwidacji kopalń*. Kraków.
[8] Krupiński B. 1972: *Poradnik Górnika Tom II*. Wydawnictwo Śląsk. Katowice.
[9] Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 9 listopada 2016 roku w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących przechowywania i używania środków strzałowych i sprzętu strzałowego w ruchu zakładu górniczego. Warszawa.

THE NECESSITY TO PERFORM BLASTING WORKS DURING THE EXPLOITATION OF COAL SEAMS ON THE EXAMPLE OF KWK PIAST-ZIEMOWIT

ABSTRACT: The article presents the legitimacy, need and necessity of blasting during underground exploitation of coal seams. The necessity of blasting works performed as auxiliary works is discussed: in the operation, drilling of sidewalks and maintenance of mine workings. Based on the data collected from the Piast-Ziemowit Mine, the trend of blasting means consumption in the mining plant in the years 2003-2017 was determined, which shows the constant level of participation of blasting works. The work deals with the subject of technological development, which does not displace shot-blasting works, treated as auxiliary but necessary during production tasks.

Wpływ warunków geologicznych na poziom zagrożenia sejsmicznego na przykładzie eksploatacji pokładu 209 w KWK Piast-Ziemowit

Rajmund Horst, Anna Lisek, Krzysztof Wieczorek, Adrian Gołda, Grzegorz Śladowski
Polska Grupa Górnicza S.A. Oddział KWK Piast-Ziemowit

STRESZCZENIE: W artykule przedstawiono wyniki analizy mechanizmu ognisk wstrząsów wysokoenergetycznych towarzyszące eksploatacji ściany 919 w pokładzie 209, która prowadzona jest w pobliżu Uskoku Wschodniego. Zarejestrowane wartości prędkości i przyspieszeń drgań gruntu na stanowiskach powierzchniowych pochodzące od analizowanych wstrząsów odbiegały od oczekiwanych wartości obliczonych ze wzorów empirycznych. Podjęto próbę korelacji uzyskanych wyników ze stanowisk powierzchniowych z mechanizmem ogniskowym wstrząsów i ich głębokością, dążąc do uwzględnienia wpływu Uskoku Wschodniego.

SŁOWA KLUCZOWE: wstrząs, mechanizm ogniska, odziaływanie wstrząsu na powierzchnię

1. WPROWADZENIE

Oddział KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit prowadzi eksploatację pokładów węgla zalegających w złożonych warunkach geologiczno-górniczych. Stratygraficznie złoże obejmuje warstwy łaziskie i orzeskie górnośląskiego karbonu produktywnego, krakowską serię piaskowcową wraz z pokładami grupy 200 oraz serię mułowcową z pokładami grupy 300. Złoże pocięte jest licznymi uskokami, niejednokrotnie o bardzo dużych zrzutach. Dodatkowo duża głębokość zalegania części pokładów i obecność grubych ław piaskowca zalegających nad pokładami węgla, zwiększa potencjalne zagrożenie sejsmiczne oraz niekorzystne odczucia wstrząsów przez mieszkańców na powierzchni [4, 8, 13, 15]. Określenie procesów, które determinują konkretne wstrząsy wysokoenergetyczne, da szansę wypracowania narzędzi pozwalających skutecznie minimalizować to zagrożenia.

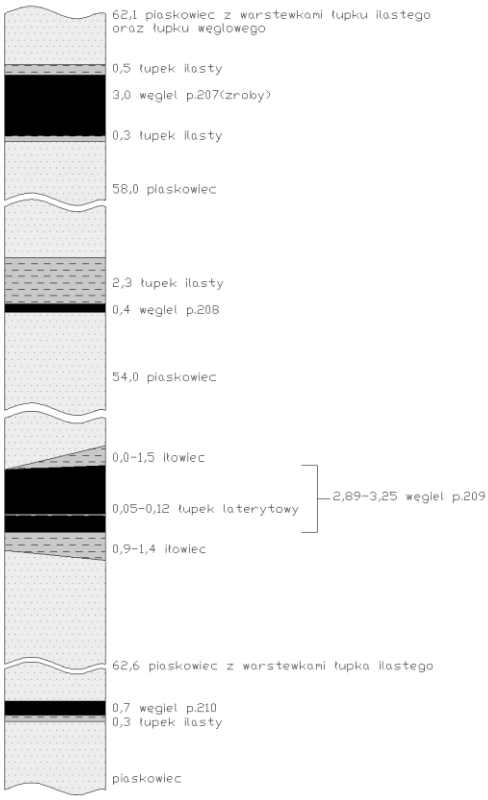
Obecnie kopalnia prowadzi eksploatację w dwóch pokładach 206/1 i 209. Przedmiotem badań są wstrząsy rejestrowane przez Kopalnianą Stację Geofizyki Górniczej KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit towarzyszące eksploatacji pokładu 209 ścianą 919. Rejon ten został wybrany ze względu na bliskie sąsiedztwo, z jednej strony, dużego Uskoku Wschodniego o zrzucie około 100 m, a z drugiej Uskoku Chełmskiego oraz zrobów ścian 912, 913 i 914 wybranych w latach 2012-2014. Wydobycie prowadzane w niewielkiej odległości od uskoków może

w istotny sposób wpłynąć na pole naprężeń rezydualnych wytworzonych wokół struktur geologicznych, a tym samym doprowadzić do nakładania się naprężeń tektonicznych, eksploatacyjnych oraz występujących zaszłości eksploatacyjnych w postaci krawędzi pokładów nadległych [1, 10, 11, 13, 16].

2. GEOLOGIA

Stratygraficznie pokład 209 zaliczany jest do grupy łękowej – warstw łaziskich. W rejonie ściany 919, pokład 209 zalega na głębokości od 570m do 607m i jest nachylony pod kątem od 1º do 7º w kierunku południowym, południowo-wschodnim. Miąższość pokładu w polu ściany wynosi 2,89÷3,25 m, z przerostem 0,05-0,12 m łupku laterytowego. W spągu zalega iłowiec o miąższości ok. 0,9-1,4 m, poniżej piaskowiec. Strop bezpośredni zbudowany jest z iłowca o miąższości 0,0-1,5 m, natomiast strop zasadniczy stanowią piaskowce różnoziarniste o miąższości do 54 m, nad którymi zalega węgiel pokładu 208 o nieznacznej miąższości około 0,4 m. Ponad pokładem 208 ponownie zalegają piaskowce różnoziarniste o miąższości do 58 m. W odległości około 115 m nad pokładem 209 występuje węgiel pokładu 207, eksploatowany, w tym rejonie, w latach 1984-1992. Powyżej profil stratygraficzny budują warstwy różnoziarnistych piaskowców z pokładami węgla 206. W odległości około 190m nad pokładem 209 występuje eksploatowany w latach 2010-2011 pokład 206/1 (dane z otworu wiertniczego Ziemowit 182 – Rys. 1). Krawędzie ww. eksploatowanych pokładów znajdują się w polu ściany 919. Krawędź pokładu 206/1 przebiega w rejonie ściany 919 z NW na SE, w pole ściany wchodzi na około 115 mb chodnika 012 i przebiega skośnie przez ścianę, zbliżając się na odległość około 65 m od chodnika 038 w miejscu planowanego zakończenia ściany. Natomiast krawędź pokładu 207 wchodzi w pole ściany w rozcince ściany w odległości ok. 20 mb licząc od chodnika 035, przebiega skośnie i wychodzi na chodnik 035 na ok. 385 mb.

Pole ściany 919 położone jest w partii D pokładu 209. Od zachodu, w odległości około 110-160m znajdują się zroby ścian 912, 913 i 914 eksploatowanych w latach 2012-2014. Od południa, w odległości 100m występuje Uskok Chełmski o przebiegu SW – NE i zrzucie około 60m, łączący się z Uskokiem Błędowskim, o przebiegu W – E. Uskok Chełmski jest uskokiem występującym w południowo wschodniej części złoża „Ziemowit", stanowiącym naturalną granicę rozdzielającą bloki (partie złoża) D i F. Jest to uskok o zrzucie około 20 do 80 m. Od wschodu, w odległości poziomej od 35 – 90 m, znajduje się Uskok Wschodni o przebiegu SSE – NNW i zrzucie około 100 m, ograniczający pole ściany 919 (Rys. 2). Uskok ten o zrzucie h~80-150 m , występujący we wschodniej części złoża „Ziemowit" stanowi naturalną granicę rozdzielającą bloki (partie złoża) D i E. Na odcinkach przecinania wyrobiskami chodnikowymi przedmiotowego uskoku stwierdzono, w zależności od miejsca przejazdu przez ww. uskok, występowanie spękań oraz uskoków towarzyszących, a także nienaturalnie zwiększonych nachyleń warstw skalnych (zwłaszcza pokładów węgla). Szczelina uskokowa ma zróżnicowaną szerokość - od kilku do kilkudziesięciu centymetrów (maksymalnie udokumentowano ok. 0,7 m) i wypełniona jest ciemnoszarym, sprasowanym materiałem skalnym, stanowiącym mieszaninę iłu, piasku i węgla. Uskok Wschodni nie jest uskokiem zawodnionym, podczas jego naruszania nie stwierdzono wypływów wody, sporadycznie odnotowano niewielkie wykroplenia.



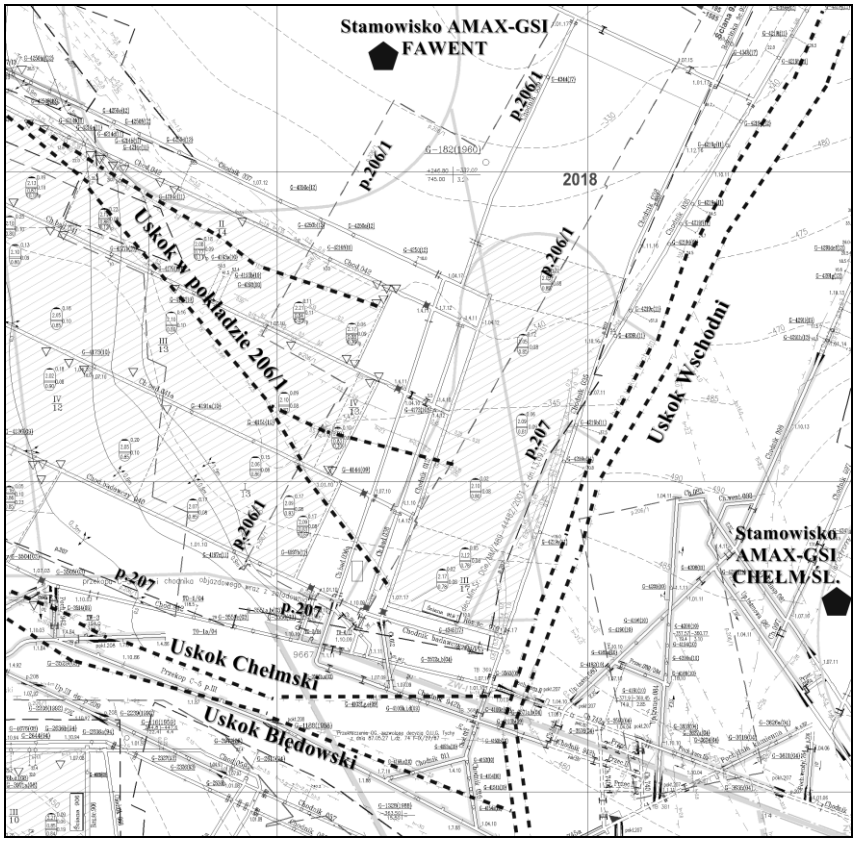
Rys. 1. Profil geologiczny pokładu 209 w bloku D w rejonie ściany 919
Fig. 1. Geological profile of 209 layer in the area of longwall 919 in sector D

Zarówno Uskok Wschodni jak i Uskok Chełmski są uskokami normalnymi zrzucającymi warstwy odpowiednio na wschód i południe. Wobec tego pole ściany 919 znajduje się w skrzydłach wiszących obydwu uskoków (rys. 2).

Ponadto na horyzoncie pokładu 206/1 na północny-zachód od pola ściany 919 znajduje się uskok normalny, lewoprzesuwczy zanikający strukturą typu „końskiego ogona".

Parametry wytrzymałościowe węgla pokładu 209 i skał otaczających w rejonie ściany 919 przedstawią się następująco:

- wytrzymałość na ściskanie skał stropowych w przedziale wysokości 0,0-10,0 m od stropu pokładu wynosi 26,4 MPa (16,3÷29,5 MPa), w przedziale wysokości 0,0-4,0 m Rc jest równe 24,5 MPa (14,2÷32,4 MPa) – wartości uzyskane na podstawie 7 badań penetrometrycznych,
- wytrzymałość na ściskanie węgla wynosi średnio 21,7 MPa (12,9÷30,3 MPa) – 7 badań penetrometrycznych oraz 2 badania laboratoryjne,
- wytrzymałość na ściskanie łupku budującego spąg wynosi średnio 30,0 MPa (19,3÷36,1 MPa) – 2 badania penetrometryczne.



Rys. 2. Sytuacja górniczo-geologiczna w rejonie ściany 919 w pokładzie 209
Fig. 2. Mining-geological situation of 209 layer in the area of longwall 919

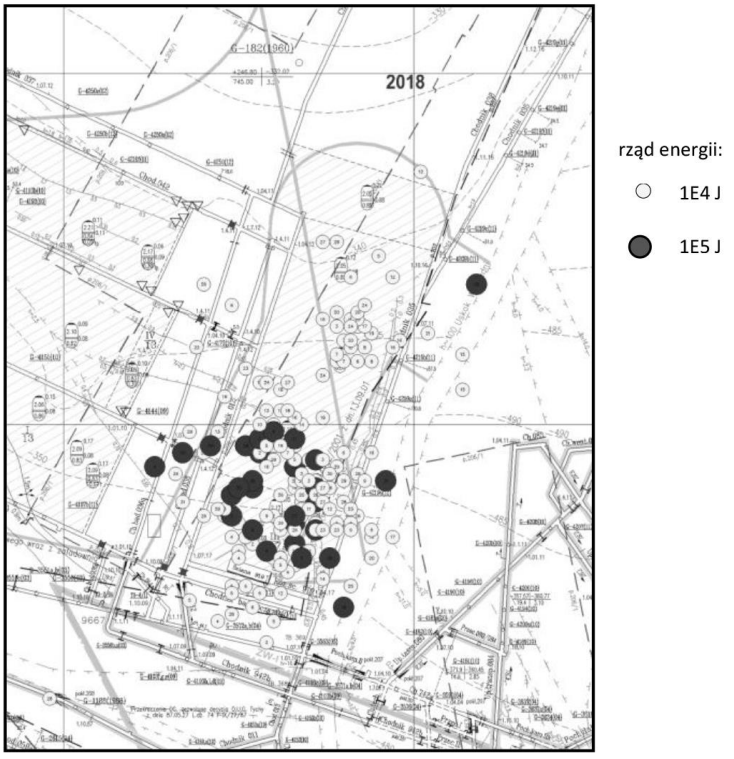
3. AKTYWNOŚĆ SEJSMICZNA W REONIE ŚCIANY 919

Aktywność sejsmiczna w trakcie dotychczasowej eksploatacji pokładu 209 ścianą 919 kształtowała się na niskim lub umiarkowanym poziomie. Kopalniana Stacja Geofizyki Górniczej zarejestrowała 29 wstrząsów górotworu o energii rzędu 10^5J, 156 wstrząsów o energii rzędu 10^4J oraz 1221 wstrząsów o energiach rzędu $10^2 – 10^3$J (Tab. 1). Obserwacje sejsmologiczne w rejonie ściany prowadzone są z wykorzystaniem oddziałowej sieci sejsmologicznej, co w połączeniu z parametrami aparatury rejestrującej typu SOS zapewnia dużą dokładność lokalizacji epicentrów wstrząsów i – w porównaniu do standardowych metod obserwacji – znacznie poprawia detekcję wstrząsów o niskich energiach.

Aktywność sejsmiczną rejestrowaną w czasie dotychczasowej eksploatacji pokładu 209 ścianą 919 przedstawiono na rysunku 3. Zarejestrowane wstrząsy nie spowodowały żadnych skutków w wyrobiskach dołowych kopalni. Natomiast wzbudziły liczne niepokoje społeczne osób zamieszkujących teren górniczy, szczególnie mowa tu o wstrząsach rzędu 10^5J i niekiedy 10^4J.

Tabela 1. Aktywność sejsmiczna towarzysząca dotychczasowej eksploatacji pokładu 209 ścianą 919
Table 1. Seismic activity accompanying exploitation of 209 layer in the area of longwall 919

Okres eksploatacji	E2	E3	E4	E5	Razem	Suma energii
Sierpień 2017	18	5	3	0	26	2,60E5
Wrzesień 2017	204	121	73	15	413	8,93E6
Październik 2017	312	119	42	10	483	5,72E6
Listopad 2017	209	57	33	1	300	1,73E6
Grudzień 2017	97	33	5	2	137	9,70E5
Styczeń 2018 (do 22.01)	36	10	0	1	47	7,43E5
Razem	876	345	156	29	1406	
Suma energii	1,93E5	1,34E6	5,71E6	1,11E7		1,83E7

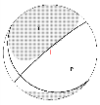
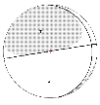
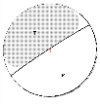
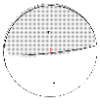


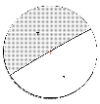
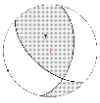
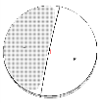
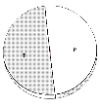
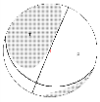
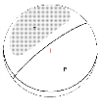
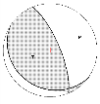
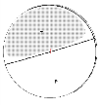
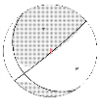
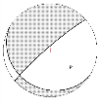
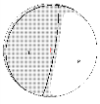
Rys. 3. Aktywność sejsmiczna zarejestrowana w trakcie dotychczasowej eksploatacji w rejonie ściany 919 w pokładzie 209 (wstrząsy o energii powyżej 1E4J)
Fig. 3. Seismic activity recorded during the operation of 209 layer in the area of longwall 919 (shocks above 1E4J).

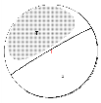
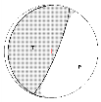
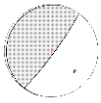
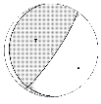
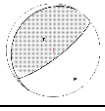
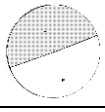
4. MECHANIZMY OGNISK WSTRZĄSÓW

Z wieloletnich badań wynika, że wstrząsy na Górnym Śląsku mogą być związane bezpośrednio z prowadzonym wydobyciem lub mają charakter regionalny, a ich ogniska wskazują na wpływ struktur geologiczno-tektonicznych oraz innych stref osłabień górotworu [10, 11, 16]. Mechanizmy ognisk wstrząsów pozwalają zidentyfikować działające naprężenia w momencie zaistnienia zjawiska sejsmicznego i są zależne od cech tektonicznych, istniejących zaszłości eksploatacyjnych czy położenia ogniska względem frontu ścianowego [1, 13, 14].

Tabela 2. Wyniki obliczeń mechanizmów ognisk analizowanych wstrząsów górniczych
Table 2. The results of calculation of selected foci mechanisms mining tremors

Lp.	Data Czas	Energia, [J]	Płaszczyzny nodalne		Osie naprężeń		Graficzny model ogniska	Składowe tensora, [%]		
			A Φ°/δ° λ°	B Φ°/δ° λ°	P Φ°/δ°	T Φ°/δ°		EXPL	CLVD	DBCP
1	2017-09-02 16:45:31	2,0E+05	230/84 -111	124/22 -17	118/47	338/35		-2,5	34,3	63,2
2	2017-09-04 20:05:24	3,0E+05	84/85 100	201/11 28	165/39	5/49		4,3	7,9	87,8
3	2017-09-05 10:14:03	5,0E+05	261/90 -77	352/13 -179	183/44	339/43		-3,0	24,8	72,2
4	2017-09-05 20:55:36	1,0E+05	103/80 76	340/17 146	205/34	356/53		-1,1	3,2	95,7
5	2075-09-06 06:15:34	2,0E+05	237/87 -89	37/3 -110	148/48	326/42		-1,3	15,9	82,8
6	2017-09-07 03:18:55	5,0E+05	249/77 -82	36/15 -122	170/57	332/32		-5,5	8,0	86,5
7	2017-09-13 06:07:35	5,0E+05	84/85 91	248/5 74	172/40	355/50		7,4	18,8	73,8

8	2017-09-15 23:28:47	4,0E+05	240/88 -92	113/3 -37	148/47	332/43		-4,4	-6,1	89,5
9	2017-09-18 22:34:03	6,0E+05	255/88 -95	145/5 -21	160/47	350/43		-2,1	1,2	96,7
10	2017-09-20 23:55:16	2,0E+05	132/59 48	12/50 138	250/5	347/55		3,2	7,7	89,1
11	2017-09-21 17:16:13	2,0E+05	6/88 95	116/5 20	91/43	281/47		-3,7	0,3	96,0
12	2017-09-22 19:04:48	6,0E+05	174/89 -101	80/11 -3	73/45	274/43		-6,6	-11,5	81,9
13	2017-09-25 09:27:05	6,0E+05	203/90 -116	110/26 -3	89/41	316/39		-9,6	17,4	72,9
14	2017-09-28 17:12:14	5,0E+05	233/80 -98	92/13 -51	132/55	330/34		-25,9	-21,3	52,8
15	2017-09-30 03:43:36	3,0E+05	338/74 101	123/20 58	59/28	263/60		1,4	0,8	97,8
16	2017-10-03 21:26:10	6,0E+05	74/89 86	331/4 170	167/44	340/46		-10,9	-5,1	84,0
17	2017-10-05 17:20:00	2,0E+05	50/87 117	176/27 6	116/36	346/42		5,4	22,1	72,6
18	2017-10-06 09:16:01	7,0E+05	232/81 -106	113/19 -30	124/52	336/34		-4,9	17,8	77,3
19	2017-10-09 12:08:39	3,0E+05	10/83 87	210/8 110	102/38	277/52		11,8	11,6	76,6

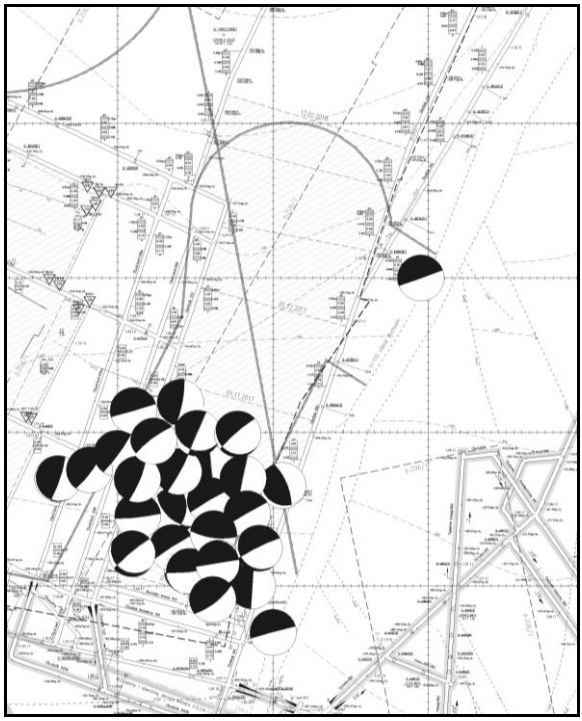
20	2017-10-11 14:07:53	3,0E+05	240/87 -89	33/3 -116	151/48	328/42		-15,3	9,6	75,1
21	2017-10-20 13:18:15	4,0E+05	23/81 92	190/9 78	111/36	295/54		0,9	-5,4	93,7
22	2017-10-27 23:03:29	2,0E+05	97/75 83	303/16 115	193/30	358/59		3,0	3,2	93,8
23	2017-10-28 22:39:22	2,0E+05	244/85 -105	134/16 -21	138/48	347/38		0,3	23,2	76,6
24	2017-10-29 03:23:39	2,0E+05	36/85 92	195/6 69	124/40	308/50		2,9	8,4	88,8
25	2017-11-10 19:46:11	6,0E+05	34/81 99	170/12 46	117/36	314/53		-1,2	-7,6	91,2
26	2017-12-05 12:28:43	24,0E+05	52/77 95	211/14 70	138/32	329/58		-0,5	7,1	92,4
27	2017-12-28 10:26:30	5,0E+05	70/89 92	200/2 40	158/44	341/46		-3,0	-4,6	92,4
28	2018-01-04 20:05:02	7,0E+05	19/83 98	151/10 42	102/38	297/51		-4,4	-7,1	88,6

Gdzie: Φ^o – azymut, δ^o – kąt zapadania, λ^o – kierunek wektora przemieszczenia określony kątem

Mechanizmy ognisk wstrząsów wyznaczono przy pomocy programu FOCI dla 28 wstrząsów wysokoenergetycznych zarejestrowanych w trakcie prowadzenia dotychczasowej eksploatacji pokładu 209 ścianą 919 przez Kopalnianą Stację Geofizyki Górniczej KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit (Tab. 2).

Do wyznaczenia mechanizmów ognisk wstrząsów zastosowano metodę inwersji tensora momentu sejsmicznego po raz pierwszy użytą przez Gibowicza i Wiejacza do badań nad wstrząsami górniczymi w Polsce [5]. Uzyskano rozwiązanie tensora momentu sejsmicznego z procentowym udziałem poszczególnych składowych tensora: eksplozji lub implozji (EXPL), jednoosiowego ściskania (CLVD) oraz ścinania (DBCP). Obliczeń dokonano w domenie czasu dla fali P, z uwzględnieniem kierunków pierwszych wychyleń, przy pomocy inwersji amplitud, co dało możliwość wyznaczenia położenia dwóch ortogonalnych płaszczyzn nodalnych (płasz-

czyzn uskoku) z określeniem azymutu Φ, kąta zapadania δ i biegu λ oraz wyznaczenia kierunków osi naprężeń. Na jednej z płaszczyzn nodalnych dochodzi do ruchu warstw skalnych w momencie powstania wstrząsu górotworu. (Tab. 2). Uzyskane rozwiązania w stosunku do aktualnej sytuacji górniczo-geologicznej przedstawiono na rysunku 4.



Rys. 4. Położenie ognisk analizowanych wstrząsów i ich mechanizm
Fig. 4. Location and mechanism of foci tremors analysed

5. REJESTRACJA DRAŃ GRUNTU

Monitoring drgań gruntu stał się istotnym zagadnieniem ze względu na oddziaływanie wstrząsów indukowanych działalnością górniczą na powierzchnię, obiekty budowlane oraz odczucia mieszkańców. Jak wcześniej wspomniano, wstrząsy generowane eksploatacją pokładu 209 ścianą 919 wzbudzały liczne niepokoje mieszkańców.

KWK Piast Ziemowit posiada 29 rejestratorów powierzchniowych drgań gruntu. W Ruchu Ziemowit wykorzystuje się 15 rejestratorów typu AMAX-GSI do rejestracji przyspieszeń i prędkości drgań gruntu. Najbliżej pola ścinany 919 w pokładzie 209 położone są stanowiska „Fawent" oraz „Chełm Śląski". Czujniki typu AMAX-GSI zamontowano odpowiednio w budynkach Zespołu Szkół Ponadgimnazjalnych przy ulicy Techników 18 w Chełmie Śląskim oraz Urzędu Gminy Chełm Śląski przy ulicy Konarskiego 2. Stanowiska te znajdowały się w odległości od 375 m do 1460 m od epicentrum omawianych wstrząsów i notowano na nich największe wartości prędkości i przyspieszeń drgań gruntu. Kopalnia do oceny intensywności

drgań wywołanych wstrząsami górniczymi na powierzchni terenu górniczego stosuje skalę empiryczną $GSI_{GZWKW}2012V$ oraz skalę pomocniczą $GSI_{GZWKW}2012A$ [3]. Skale te służą do oceny wpływów oddziaływania wstrząsów górniczych na obiekty budowlane, liniową podziemną infrastrukturę techniczną oraz intensywność odczucia drgań przez ludzi. Do oceny stopnia intensywności drgań na powierzchni stosuje się następujące parametry wstrząsów:

- maksymalną amplitudę prędkości drgań poziomych PGV_{Hmax},
- czas trwania składowej poziomej prędkości drgań $t_{HV,}$
- maksymalną amplitudę przyspieszenia drgań poziomych w paśmie do 10 Hz $PGA_{H10,}$
- czas trwania składowej poziomej przyspieszenia drgań t_{Ha}.

Parametry te zarejestrowane na poszczególnych stanowiskach porównano z wartościami maksymalnych amplitud składowej poziomej przyspieszeń drgań podłoża oraz maksymalnych amplitud składowej poziomej prędkości drgań gruntu otrzymanych z zależności (1), (2), (3) i (4) celem zbadania propagacji fal sejsmicznych zarejestrowanych wstrząsów wysokoenergetycznych [15].

$$\log a = 0{,}45 \cdot \log E - 1{,}29 \cdot \log r + 3{,}04 \qquad \text{dla r > 600 m} \qquad (1)$$

$$\log a = 0{,}54 \cdot \log E - 0{,}25 \cdot \log\left(\sqrt{r^2 + 600^2}\right) - 0{,}52 \qquad \text{dla r < 600 m} \qquad (2)$$

$$\log v = 0{,}39 \cdot \log E - 1{,}28 \cdot \log r + 1{,}91 \qquad \text{dla r > 600 m} \qquad (3)$$

$$\log v = 0{,}51 \cdot \log E - 0{,}28 \cdot \log\left(\sqrt{r^2 + 600^2}\right) - 1{,}68 \qquad \text{dla r < 600 m} \qquad (4)$$

gdzie: a – maksymalne przyspieszenie drgań gruntu; v – maksymalna prędkość drgań gruntu, E – energia sejsmiczna; oraz r – odległość epicentralna ognisko wstrząsu – obiekt o podanych współrzędnych.

W obliczonych z powyższych wzorów parametrach drgań gruntu należy uwzględnić jeszcze współczynnik amplifikacji warstw nadkładu, które z jednej strony powodują zwiększone tłumienie drgań, a z drugiej wzmacniają je dzięki efektom rezonansowym. Dla cienkich warstw nadkładu jakie obserwujemy w GZW efekt wzmocnienia amplitudy drgań dominuje oraz jednocześnie dochodzi do odfiltrowania drgań o wysokich częstotliwościach [15]. Do wyznaczenia współczynnika amplifikacji (uwzględnionego w obliczeniach) zawartego w opracowaniu J. Dubińskiego i in. „Skala oceny oddziaływania wstrząsów indukowanych eksploatacją złóż węgla kamiennego na powierzchnię dla obszarów kopalń Kompanii Węglowej. Etap V – kopalnie nadwiślańskie" przyjęto model jednowymiarowy dla płaskiego zalegania warstw nadkładu z algorytmem opisującym propagację fali podłużnej P i poprzecznej SH [2].

Porównania, pomierzonych wartości na wybranych stanowiskach oraz teoretycznych wartości przyspieszenia drgań gruntu obliczonych w oparciu o wzory (1), (2), (3) lub (4) uwzględniających współczynnik amplifikacji, wyznaczony analitycznie, dokonano w tabeli 3. Na podstawie uzyskanych wyników obliczono odchyłki procentowe (%a, %v) pomiędzy wartościami pomierzonymi (a, v), a wyznaczonymi empirycznie (a_t,v_t) z zależności teoretycznych.

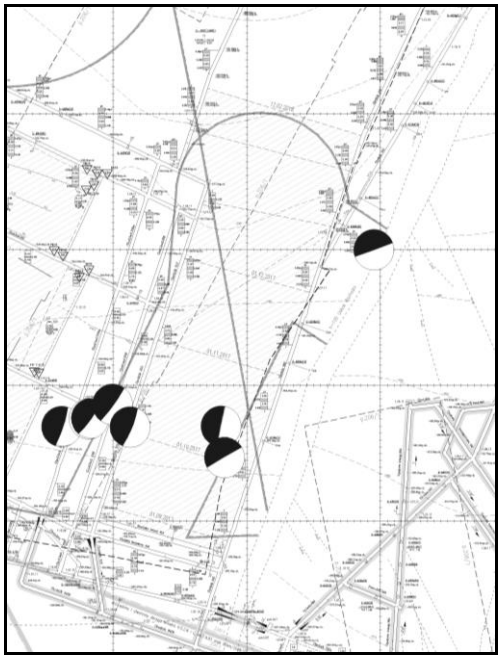
Przeanalizowano również dominujące częstotliwości drgań gruntu pochodzące od omawianych wstrząsów górniczych. Wartości te zawierają się w szerokim paśmie od 1 do 40 Hz, a więc są to częstotliwości zarówno poniżej jak i powyżej drgań własnych budynków na powierzchni [8].

Tabela 3. Zestawienie wartości rejestrowanych i oczekiwanych na wybranych stanowiskach powierzchniowych
Table 3. Collation measured and calcuated value for selected surface positions

data	godzina	FAWENT							CHEŁM ŚLĄSKI						
		a [mm/s^2]	v [mm/s]	a_t [mm/s^2]	v_t [mm/s]	% a	% v	odległość od epicentrum	a [mm/s^2]	v [mm/s]	a_t [mm/s^2]	v_t [mm/s]	% a	% v	odległość od epicentrum
2017.09.02	16:45	195,1	6,6	50,3	1,92	288	244	773	25,1	1,2	44,3	1,69	-43	-29	853
2017.09.04	20:05	189,1	6,3	54,8	2,04	245	209	828	25,7	1,1	57,5	2,14	-55	-49	797
2017.09.05	10:14	232,1	8,1	69,0	2,49	236	225	825	25,4	1,2	77,3	2,79	-67	-57	758
2017.09.05	20:55	75,4	2,6	38,8	1,54	94	69	736	34,8	1,5	33,5	1,33	4	13	832
2017.09.06	06:15	106,4	3,9	47,9	1,83	122	113	796	40,3	1,2	46,4	1,77	-13	-32	821
2017.09.07	03:18	143,3	4,9	72,4	2,61	98	88	796	103,5	4	77,3	2,79	34	43	763
2017.09.13	06:07	120	3,5	80,0	2,88	50	22	743	83,3	3,6	65,9	2,38	26	51	859
2017.09.15	23:28	106,3	3,9	68,8	2,51	55	55	773	160,4	6,6	72,4	2,64	122	150	739
2017.09.18	22:34	127,9	5,8	64,7	2,31	98	151	928	60,1	2,6	96,9	3,45	-38	-25	682
2017.09.20	23:55	91,7	2,9	53,9	2,05	70	41	726	45,5	1,6	45,7	1,74	0	-8	834
2017.09.21	17:16	55,7	2	52,1	1,98	7	1	754	89,3	3,3	53,0	2,02	69	63	744
2017.09.22	19:04	219,5	6,7	90,0	3,21	144	109	718	102,2	3,9	81,2	2,89	26	35	781
2017.09.25	09:27	189,6	6,9	95,1	3,39	100	104	688	67,2	3,2	74,9	2,67	-10	20	834
2017.09.28	17:12	153,3	4,7	89,3	3,21	72	46	676	78,5	3,4	65,9	2,38	19	43	856
2017.09.30	03:43	71,5	2,9	65,9	2,45	9	18	715	55,2	2,3	61,4	2,28	-10	1	755
2017.10.03	21:26	146,9	4,6	98,8	3,52	49	31	669	101,2	1,8	73,8	2,63	37	-32	840
2017.10.05	17:20	57,6	1,7	47,2	1,8	22	-6	812	52,6	1,8	53,9	2,05	-2	-12	732
2017.10.06	09:16	143,7	4,2	103,8	3,66	38	15	679	77	3,3	85,6	3,02	-10	9	793
2017.10.09	12:08			73,7	2,74			662	38,3	1,7	55,7	2,07	-31	-18	824
2017.10.11	14:07	65,2	1,9	70,9	2,63	-8	-28	375	61	2,2	58,5	2,17	4	1	1460
2017.10.20	13:18	54,4	1,7	73,7	2,69	-26	-37	734	127,5	3,7	60,5	2,21	111	67	851
2017.10.27	23:03	80,2	2,7	48,7	1,86	65	45	786	18,3	0,8	50,3	1,92	-64	-58	765
2017.10.28	22:39	90,1	2,5	43,7	1,66	106	51	856	46,6	2	55,9	2,13	-17	-6	706
2017.10.29	03:23	53,9	2,2	60,2	2,23	-11	-1	671	83,6	2,5	41,2	1,57	103	59	904
2017.11.10	19:46	77,2	2,9	96,9	3,45	-20	-16	680	128,8	3,9	63,8	2,28	102	71	941
2017.12.05	12:28	76,6	2,1	44,3	1,69	73	24	847	49,1	2,5	52,1	1,98	-6	26	746
2017.12.28	10:26	87,7	3,7	102,7	3,69	-15	0	608	275,9	9,6	89,3	3,21	209	199	681
2017.01.04	20:05	132,5	4	100,0	3,53	32	13	701	204,6	6	64,8	2,3	216	160	975

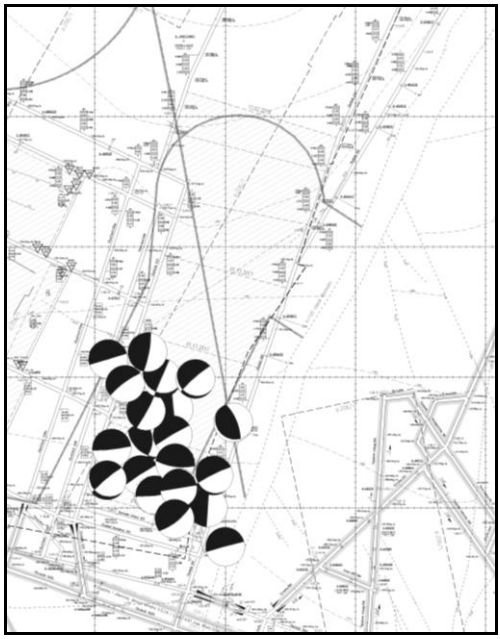
6. ANALIZA WYNIKÓW I WNIOSKI

Stanowisko „Chełm Śląski” znajduje się w skrzydle zrzuconym Uskoku Wschodniego, natomiast stanowisko „Fawent” jest zlokalizowane w skrzydle wiszącym tego uskoku, podobnie jak ściana 919, z której wybieraniem związana jest omawiana aktywność sejsmiczna (Rys. 2). Z faktu tego wynika, że zgodnie z zasadami propagacji fali sejsmicznej, na granicy nieciągłości, jaką jest Uskok Wschodni, będzie dochodziło do zjawiska załamania i odbicia, a wartości rejestrowane na stanowisku „Fawent” powinny być znacząco wyższe od tych rejestrowanych na stanowisku „Chełm Śląski” (obydwa stanowiska często znajdowały się w bardzo podobnej odległości od epicentrum wstrząsu). Odchyłki procentowe obliczone w celu porównania wartości pomierzonych na stanowiskach powierzchniowych z wartościami wyznaczonymi empirycznie dla stanowiska „Fawent” powinny być wyższe od wartości obliczonych, natomiast dla stanowiska „Chełm Śląski” należy spodziewać się wartości ujemnych. Analiza danych zawartych w tabeli 3 nasuwa zatem pytanie dotyczące dużego zaobserwowanego zróżnicowania odchyłek procentowych. Rozkład odchyłek pozwolił na podział wstrząsów na grupy. Pierwszą stanowią wstrząsy, dla których wyznaczone odchyłki procentowe były znacząco dodatnie dla stanowiska „Chełm Śląski” oraz ujemne lub bliskie zera dla stanowiska „Fawent” (odwrotnie niż oczekiwano). Drugą dużo bardziej liczną grupę, stanowią wstrząsy, dla których wyznaczone odchyłki są dodatnie dla stanowiska „Fawent” i ujemne lub bliskie zera dla stanowiska „Chełm Śląski”.



Rys. 5. Położenie ognisk analizowanych wstrząsów i ich mechanizm (głębokość hipocentrum od -290 m do -250 m p.p.m.)
Fig. 5. Location and mechanism of foci tremors analysed (hypocenter depth from -290 m to -250 m)

Próbując wyjaśnić zaistniały stan rzeczy analizie poddano mechanizmy ognisk wstrząsów zaprezentowane w tabeli 2 i na rysunku 4. Uzyskane wyniki wskazują, że głównym mechanizmem jest mechanizm poślizgowy o bardzo wysokim udziale składowej ścinającej DBCP (średnio 83,6%). Orientacja płaszczyzn nodalnych (tj. azymuty i kąty upadu) koreluje z sytuacją tektoniczną oraz krawędziami pokładów wyżej leżących, w których dokonano wcześniejszej eksploatacji. Zależności te, pozwalają wnioskować, że przyczyną wstrząsów jest współdziałanie naprężeń rezydualnych występujących w strefach uskokowych (Uskok Wschodni oraz Uskok Chełmski), naprężeń eksploatacyjnych i wpływ zaszłości eksploatacyjnych w postaci krawędzi pokładów wyżej leżących [10, 11, 12]. Takie relacje już wielokrotnie zauważano dla prowadzonej eksploatacji w Ruchu Ziemowit [6, 7, 9].



Rys. 6. Położenie ognisk analizowanych wstrząsów i ich mechanizm (głębokość hipocentrum od -230 m do -150 m p.p.m.)
Fig. 6. Location and mechanism of foci tremors analysed (hypocenter depth from -230 m to -150)

W procesie obliczeń w programie FOCI wyznaczając mechanizm ogniskowy, dla wszystkich analizowanych wstrząsów, oszacowano położenie hipocentrum poprzez minimalizację błędu rozwiązania. Sprawdzono rozkład uzyskanej w ten sposób składowej „Z" (głębokościowej) dla rejestrowanych wstrząsów próbując odnaleźć korelację z wyznaczonymi grupami wstrząsów w oparciu o wcześniej omawiane odchyłki procentowe. Wyznaczone głębokości hipocentrum analizowanych wstrząsów, można podzielić na dwie grupy. Na rysunku 5 przedstawiono mechanizm ognisk wstrząsów górniczych, dla których szacowana głębokość hipocentrum zawiera się w przedziale -290 do -250 m p.p.m., a zatem około 50 do 90 m nad pokładem 209, w którym prowadzona jest ściana 919. Głębokość ta jest identyfikowana z warstwą grubych, słabych piaskowców, zalegającą ponad pokładem 208 (Rys. 1). Natomiast na rysunku 6 zaprezentowano mechanizm ognisk wstrząsów górniczych, dla których głębokość hipocentrum została wyznaczona w przedziale -230 do -150 m p.p.m., czyli około 110 do 190 m ponad pokła-

dem 209. W tym rejonie jest ona korelowana z warstwą piaskowców zalegających pomiędzy pokładem 207 a 206/1 (Rys. 1). Zgodnie z opracowaniem J. Drzewieckiego rejestrowana sejsmiczność jest następstwem pękania grubych warstw słabego piaskowca i zostaje uruchomiona poprzez podbierającą eksploatację warstw węgla. W obszarach, gdzie działają siły usztywniające górotwór tj. w rejonach oddziaływań zaszłości eksploatacyjnych, krawędzi, resztek oraz zaburzeń geologicznych, w tym uskoków, dynamika podziału grubych słabych piaskowców jest jeszcze większa. Dodatkowo, w przypadku eksploatacji wielopokładowej, w stropach kolejno eksploatowanych pokładów, występują słabe grube piaskowce i każda podbierająca je eksploatacja, uruchomia procesy ich podziału [4].

Zaobserwowano, że wstrząsy należące do pierwszej grupy (głębokość hipocentrum około 50 do 90 m ponad pokładem 209) charakteryzują się dodatnimi odchyłkami procentowymi wyznaczonymi dla stanowiska „Chełm Śląski" i ujemnymi lub bliskimi zera dla stanowiska „Fawent". Natomiast wstrząsy, których ogniska znajdują się bliżej powierzchni, w jeszcze bardziej spękanym górotworze, w wyniku wcześniejszej dokonanej eksploatacji, cechują się dodatnimi odchyłkami procentowymi dla stanowiska „Fawent" i ujemnymi lub bliskimi zera dla stanowiska „Chełm Śląski". Próba korelacji otrzymanych wyników z sytuacją geologiczną rejonu wskazuje na specyficzne działanie Uskoku Wschodniego. Fale generowane przez wstrząsy o ogniskach głębszych (bliżej pokładu 209) łatwiej propagują do Uskoku Wschodniego i przechodząc do skrzydła zrzuconego znajdują się na głębokości odpowiadającej piaskowcom ponad pokładem 207, ulegają tym samym procesom wzmocnienia co znajduje odzwierciedlenie w wyższych wartościach parametrów rejestrowanych na stanowisku „Chełm Śląski. Natomiast na stanowisku „Fawent" rejestrowane są mniejsze wartości przyspieszeń drgań gruntu w skutek częściowego tłumienia energii fali sejsmicznej przez zroby pokładu 207 w tym rejonie. Dla wstrząsów o ogniskach położonych wyżej (dalej od pokładu 209) uzyskane wyniki zgodne są z zasadami propagacji fal sejsmicznych tzn. wartości rejestrowane na stanowisku „Fawent" są wyższe od tych rejestrowanych na stanowisku „Chełm Śląski". Wyniki te, niejako dodatkowo, potwierdza ilość interwencji telefonicznych od mieszkańców, po zaistniałych wstrząsach.

Wyniki analiz przedstawione w niniejszym opracowaniu wskazują na znaczny wpływ warunków geologicznych na stan zagrożenia sejsmicznego towarzyszącego prowadzonej eksploatacji.

Specyfika budowy złoża w rejonie ściany 919 w pokładzie 209, występowanie grubych warstw słabych piaskowców w znacznej odległości od eksplodowanego pokładu w połączeniu z obecnością zaszłości eksploatacyjnych i uskoków o dużych zrzutach jest istotnym czynnikiem determinującym występowanie wstrząsów wysokoenergetycznych i tym samym mającym wpływ na poziom aktywności sejsmicznej w analizowanym obszarze.

Potwierdzeniem tego faktu są wyniki analizy mechanizmów ognisk wstrząsów, zarówno w zakresie ich charakteru (mechanizm ścinający), jak i układu płaszczyzn pęknięcia.

Osobnym zagadnieniem jest wpływ występującego w bezpośrednim sąsiedztwie pola ściany Uskoku Wschodniego na propagację fal sejsmicznych po wstrząsach górotworu i rejestrowane w ich następstwie parametru drgań gruntu na stanowiskach powierzchniowych. Jak wynika z przedstawionej analizy sąsiedztwo płaszczyzny uskokowej istotnie wpływa na kierunkowość rozchodzenia się fali sejsmicznej.

Procesy dynamiczne indukowane robotami eksploatacyjnymi ścianą 919 w pokładzie 209 są odczuwalne w zdecydowanie większym stopniu na powierzchni niż w wyrobiskach górniczych [4] co znajduje odzwierciedlenie w notowanych przez służby Kopalni zgłoszeniach o odczuciach wstrząsów przez lokalną społeczność oraz brakiem skutków dynamicznego oddziaływania wstrząsów na stan wyrobisk i bezpieczeństwo załogi.

Niskie zagrożenie tąpaniami towarzyszące stosunkowo wysokiemu zagrożeniu sejsmicznemu znajduje potwierdzenie między innymi w wynikach pomiarów wartości maksymalnej amplitudy prędkości drgań cząstek górotworu (PPV) w wyrobiskach przyścianowych, w bliskim sąsiedztwie frontu ściany, zgodnie z którymi nie stwierdzono dotychczas niebezpiecznego wpływu wstrząsów na stateczność wyrobisk oraz wynikach kontroli wyrobisk dołowych dokonywanych każdorazowo po wysokoenergetycznych wstrząsach rejestrowanych w rejonie ściany.

LITERATURA

[1] Dubiński J., Mutke G., Stec K., 1999: Rozwiązania w sejsmologii górniczej poprawiające efektywność oceny stanu zagrożenia tąpaniami. Geologia, 25, Wyd. AGH, Kraków, str. 45–58.

[2] Dubiński J. i Zespół 2006: Skala oceny oddziaływań wstrząsów indukowanych eksploatacją złóż węgla kamiennego na powierzchnię dla obszaru kopalń Kompanii Węglowej. Etap V – kopalnie nadwiślańskie. Praca naukowo-badawcza.

[3] Dubiński J. i Zespół 2013: Zasady stosowania zweryfikowanej górniczej skali intensywności drgań $GSIGZW_{KW}$-2012 do prognozy i oceny skutków oddziaływania wstrząsów indukowanych eksploatacją złóż węgla kamiennego w zakładach górniczych Kompanii Węglowej S.A. na obiekty budowlane i ludzi. Katowice.

[4] Drzewiecki J., Myszkowski J., Frejowski A. 2017: Analiza zależności aktywności sejsmicznej indukowanej eksploatacją pokładu 209 w bloku od prędkości przemieszczania się frontów ścianowych dla KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit. Katowice, Praca badawczo-rozwojowa.

[5] Gibowicz S. J., Wiejacz P. 1994: A search for the source non-shearing components of seismic events induced in Polish coal mines. Acta Geophys. Pol. 42, pp. 81–110.

[6] Gołda A., Śladowski G., Wieczorek K. 2012: Wpływ zaszłości eksploatacyjnych na mechanizm ognisk wstrząsów górniczych w trakcie eksploatacji dwóch sąsiednich ścian w pokładzie 207 w kopalni „Ziemowit". Materiały górnicze zagrożenia naturalne'12, Katowice, str. 120–132.

[7] Gołda A., Śladowski G., Wieczorek K. 2013: Analiza mechanizmów wstrząsów górniczych z rejonu stref uskokowych – doświadczenia KWK „Ziemowit". Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej'13, str. 116.

[8] Mutke G. 2002: Porównanie charakterystyk obciążeń dynamicznych w budynkach od wstrząsów górniczych i od drgań parasejsmicznych. Materaiły zagrażenia naturalne w górnictwie'02, str. 179-187.

[9] Setlak K., Gołda A., Moszko M. 2010: Zaszłości eksploatacyjne jako czynnik kształtowania aktywności sejsmicznej górotworu na przykładzie eksploatacji pokładu 207 w bloku E w OG „Lędziny I". Materiały Górnicze zagrożenia naturalne. Górnictwo i Geoiżynieria'10, z. 2, str. 561-568.

[10] Stec K. 2005: Charakterystyka mechanizmu ognisk wstrząsów górniczych z Obszaru Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Wiadomości Górnicze 4/2005, str. 168–174.

[11] Stec K. 2007: Characteristics of Seismic Activity of the Upper Silesian Coal Basin in Poland. Geophysical Journal International, Blackwell Publishing Ltd, V 168, pp. 757–768.

[12] Stec K. 2009: Mechanizm ogniska wstrząsu i metody jego wyznaczania. Materiały zagrożenia naturalne w górnictwie'09, Katowice, str. 287–305.

[13] Teper L. 1998: Wpływ nieciągłości podłoża karbonu na sejmotektonikę północnej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Wyd. Uniw. Śl., Katowice.

[14] Wiejacz P. 1995: Moment tensor for seismic events from Upper Silesian coal mine, Poland. Mechanics of Jointed and Faulted Rock, (Rossmanith H.P. ed.), Rotterdam, Balkema, pp. 667–672.

[15] Zespół rzeczoznawców SITG. Rzeczoznawca prowadzący Majcherczyk T. 2010: Analiza stanu naprężeń i zagrożenia tąpaniami dla KW S.A. CW Wschód KWK „Ziemowit". Katowice.

[16] Zuberek W.M., Teper L., Idziak A.F., Sagan G. 1996: Tectonophysical approach to the description of mining induced seismicity in the Upper Silesia. Tectonophysics in Mining Areas, (Idziak A. ed.), Wyd. Uniw. Śl., Katowice, pp. 79–98.

IMPACT GEOLOGICAL CONDITIONS TO LEVEL SEISMIC RISK BASED ON EXPLOITATION OF 209 LAYER IN KWK PIAST-ZIEMOWIT

ABSTRACT: The article presents the results of the analysis of the foci mechanism high-energy mining tremors accompanying exploitation of 209 layer in the area of longwall 919, which is carried out near Eastern Fault. The recorded values of speed and acceleration of ground vibrations at surface stations caused by the analyzed mining tremors differed from the expected values calculated from the empirical formulas. An attempt was made to correlate the obtained results from surface stations with a focal mechanism of shocks and its depths, striving to take into account the influence of Eastern Fault.

Badania nośności skorodowanych złączy ciernych obudowy odrzwiowej na przykładzie KWK Piast-Ziemowit

Rajmund Horst, Marek Modrzik, Paweł Ficek
Polska Grupa Górnicza S.A. Oddział KWK Piast-Ziemowit

Marek Rotkegel, Andrzej Pytlik
Główny Instytut Górnictwa

STRESZCZENIE: W artykule przedstawiono wyniki badań nośności skorodowanych złączy ciernych pozyskanych z przebudowy wyrobiska. Dodatkowym celem badań było określenie który parametr jest kluczowy z uwagi na ocenę stanu technicznego skorodowanej obudowy – nośność złączy ciernych czy wytrzymałość łuków. Przeprowadzono analizę czynników wpływających na proces korozji w szczególności w odniesieniu do wody kopalnianej.

SŁOWA KLUCZOWE: korozja, obudowa wyrobisk, złącza cierne, badanie nośności

1. WPROWADZENIE

Stalowa obudowa odrzwiowa jest podstawową obudową wyrobisk korytarzowych stosowaną w polskich kopalniach węgla kamiennego. Wynika to z wielu zalet takiej obudowy, między innymi z łatwego dostosowania jej do warunków geologiczno-górniczych, szybkiego jej wykonywania, stosunkowo niskiej ceny, a także z szerokiego wachlarza dostępnych wariantów wymiarowych obudowy. Pomimo tego stalowa obudowa odrzwiowa posiada istotną wadę. Jej nośność jest zmienna w czasie wraz z postępującą korozją odrzwi. Zatem jej trwałość jest ograniczona i zależy między innymi od agresywności środowiska, w którym jest zastosowana. Na podstawie obserwacji dołowych można stwierdzić, że stalowe obudowy odrzwiowe zachowują swą funkcjonalność w czasie od kilku do kilkudziesięciu lat. Oczywistym jest fakt, że poszczególne elementy składowe obudowy odrzwiowej w różnym stopniu wrażliwe są na działanie agresywnego środowiska. Zdecydowanie większa jest trwałość odrzwi niż elementów cienkościennych, takich jak siatki okładzinowe czy rozpory międzyodrzwiowe. O ile w przypadku znacznego skorodowania większości akcesoriów możliwe jest ich uzupełnienie, wymiana lub zastosowanie zestawów naprawczych, tak w przypadku odrzwi konieczne jest ich wzmocnienie (podbudowanie) lub wymiana, związana z kosztowną przebudową wyrobiska [12]. Dla uniknięcia sytuacji awaryjnych, kiedy nośność obudowy spada do poziomu obciążeń

na nią działających i grozi utratą stateczności wyrobiska, a także obwałami i zawałami prowadzone są przez służby kopalniane okresowe kontrole stanu technicznego obudowy. Dotychczas prowadzono szereg badań nad korozją, także obudowy górniczej [4, 10, 15, 16, 17] i opracowanych zostało wiele metodyk pozwalających na oszacowanie nośności skorodowanych odrzwi na podstawie pomiarów rzeczywistej grubości ścianek kształtowników V [2, 3, 5, 9]. Bardzo istotnym zagadnieniem jest także nośność złączy ciernych [6, 7, 8, 11], która wpływa na rozstaw odrzwi, określany w procesie doboru obudowy [13, 14]. Szczególnie dotyczy to skorodowanych odrzwi, kiedy trudno w sposób pośredni określić nośność złączy ciernych. Dla oszacowania tej nośności przeprowadzono cykl badań stanowiskowych na złączach ciernych odrzwi, pozyskanych z przebudowanego wyrobiska. Dodatkowym celem badań było określenie który parametr jest kluczowy z uwagi na ocenę stanu technicznego skorodowanej obudowy – nośność złączy ciernych czy wytrzymałość łuków.

2. CHAREKTERYSTYKA ŚRODOWISKA KOPALNIANEGO W MIEJSCU PRACY BADANAYCH ZŁĄCZY CIERNYCH

Środowisko kopalniane zmienia się wraz z charakterystycznymi czynnikami takimi jak: warunki hydrologiczne, głębokość zalegania, wilgotność, temperatura pierwotna skał otaczających, temperatura maszyn i urządzeń pracujących w danym wyrobisku, przepływ powietrza itp. Na podstawie badań i obserwacji stwierdzono że największy wpływ na prędkość procesów korozji w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit ma agresywność wód kopalnianych.

O agresywności wód kopalnianych decydują cztery podstawowe składniki zawarte w wodach:
- stężenie jonów wodorowych (pH),
- twardość ogólna,
- ilość chlorków,
- ilość siarczanów.

Próbki złączy ciernych przeznaczone do badań laboratoryjnych pobrano z Przekopu wschodniego 930, poziom III (650m) w trakcie prowadzonej tam przebudowy. W tabeli 1 zebrano podstawowe dane dotyczące obudowy.

Tabela 1. Charakterystyka obudowy[18]
Table 1. Steel support characteristic [18]

Wielkość odrzwi	Kształtownik	Gatunek stali	Liczba strzemion w złączu	Typ strzemion	Rok zabudowy
ŁP9	V29	25G2	2	K29	1998 r.

Obudowa została zabudowana w 1998 r., zatem eksploatowana była przez 20 lat. Na łukach obudowy widoczne są odspojenia produktów korozji od obudowy oraz silnie skorodowane strzemiona. Środowisko w miejscu pobierania próbek jest bardzo agresywne. W wyrobisku panuje wilgotność względna powietrza na poziomie 88%. Dodatkowo analizowana woda charakteryzuje się bardzo wysoką mineralizacją. Zawiera ona 149 500 mg/dm^3 substancji rozpuszczonych oraz posiada wysoką twardość – 1019° n. Średnie stężenie jonów chlorków 84 373 mg/dm^3 oraz siarczanów 3 323 mg/dm^3 przy znacznej warstwie wilgoci na powierzchni obu-

dowy wpływa na przyspieszenie procesów korozyjnych. Kationy magnezu 3 466 mg/dm^3 oraz wapnia 4 280 mg/dm^3 wpływają natomiast na znaczną twardość wody.

Tabela 2. Właściwości fizyko-chemiczne wody w miejscu eksploatacji badanej obudowy [18]
Table 2. Physico-chemical properties of water in place where steel support is used [18]

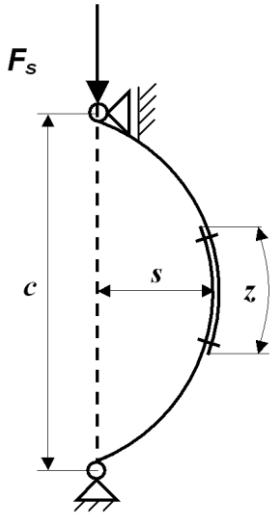
Substancje rozpuszczone [mg/dm^3]	pH	Twardość ogólna [^{o}n]	Kationy [mg/dm^3]		Aniony [mg/dm^3]		
			Ca^{+2}	Mg^{+2}	Cl^-	SO_4^{-2}	HCO_3^-
149 500	6,5	1 386	4 280	3 466	84 373	3 323	122

Biorąc pod uwagę czas eksploatacji obudowy oraz bardzo wysoką jak na warunki kopalniane mineralizację wody skraplającej się na powierzchni obudowy powodującą przyspieszenie procesów korozji, obudowę wraz z złączami ciernymi w przekopie wschodnim 930 można ocenić jako silnie skorodowaną.

3. PRZEBIEG I WYNIKI BADAŃ

Badania stanowiskowe przeprowadzono na dwóch złączach ciernych obudowy ŁP z kształtownika V29 pozyskanych w trakcie przebudowy przekopu wschodniego 930 na poziomie III w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit.

Badania złączy łukowych elementów bez odporu biernego (siły biernej oddziaływującej na złącze) przeprowadzono wg schematu obciążeniowego przedstawionego na rysunku 1, w oparciu o normę PN-G-15026:2017-04 [1].



Rys.1. Schemat obciążenia złączy łukowych elementów siłą F_s działającą w osi przegubu podpory stałej, gdzie: *c* – długość cięciwy złącza, *s* – długość strzałki złącza, *z* – długość zakładki
Fig. 1. Load diagram of arcuate joints with force Fs acting in the pivot axis of a fixed support, c – the length of the chord of the connector, s – the length of the connector arrow, z – the length of the tab

Wartość ujemnego momentu zginającego M_g (powodującego zmniejszenie promienia krzywizny łuków złącza) w przekroju złącza, w miejscu jego strzałki s, obliczona została ze wzoru:

$$M_g = - F_s \cdot s, \text{ kN·m} \quad (1)$$

gdzie: F_s – siła obciążająca złącze w momencie jego zsuwu, kN; s – długość strzałki [m] złącza, obliczona jako odległość między osią obojętną dwóch kształtowników V29 w złączu, a osią działania siły F_s.

Podczas badań mierzono siłę F_s oraz długość cięciwy c złącza z częstotliwością próbkowania f_p=10 Hz. Dane pomiarowe rejestrowane były na komputerze za pomocą programu CATMAN. Do pomiaru siły F_s użyto czujnika tensometrycznego wykonanego w klasie dokładności 0,5, a do pomiaru zmiany długości (ΔL) cięciwy c złącza użyto potencjometrycznego czujnika przemieszczenia wykonanego w klasie dokładności 1. Czujniki połączone były do wzmacniacza pomiarowego typu DMCplus wykonanego w klasie dokładności 0,03.

Przed badaniem złącza miały zakładkę ok. 560 mm, natomiast strzałki s złączy miały wartość ok. 108 mm (pomiar od osi działania siły F_s do osi obojętnej złącza) [7, 8].

Końce złączy stykające się z równoległymi do siebie pytami obciążającymi maszyny wytrzymałościowej zostały tak przycięte, aby przylegały do płyt maszyny. W związku z tym, że stwierdzono perforację kształtowników w złączu (rys. 2), jego końce dodatkowo wzmocniono odcinkiem kształtownika V29 oraz pojedynczym strzemieniem. Miało to na celu niedopuszczenie do deformacji kształtowników V29 w złączu, co zablokowałoby jego zsuwanie, a tym samym zniekształciło przebieg pracy złącza.



Rys. 2. Perforacja kształtownika w rejonie jego kołnierza
Fig. 2. Section perforation in rim area

Widok złączy przygotowanych do badań przedstawiono na rysunkach 3 i 4.

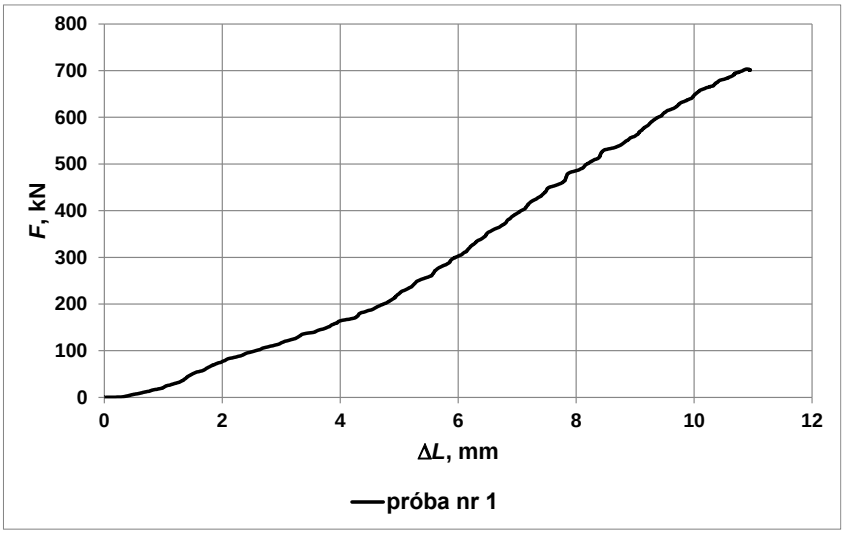


Rys. 3. Złącze cierne 1 przygotowane do badań i stan techniczny strzemion
Fig. 3. Friction props 1 prepared for research and technical condition of props



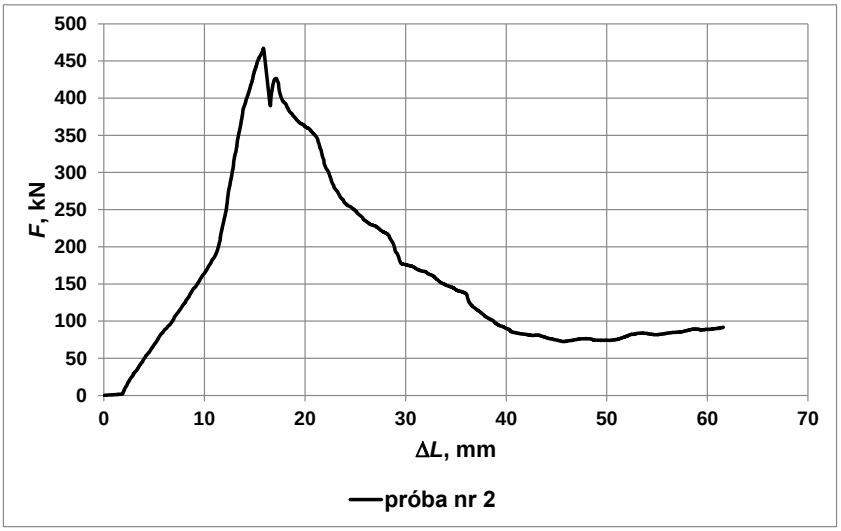
Rys. 4. Złącze cierne 2 przygotowane do badań i stan techniczny strzemion
Fig. 4 Friction props 2 prepared for research and technical condition of props

Wyniki badań w postaci przebiegów F_s=f(ΔL) przedstawiono na rysunkach 5 i 6.



Rys. 5. Charakterystyka złącza ciernego 1
Fig. 5. Friction props 1 characteristic

Pomiary geometryczne strzemion kabłąkowych typu K29 w złączu nr 1 wykazały, że śruby kabłąkowe M27 posiadają nieznaczne ubytki korozyjne skutkujące zmniejszeniem się średnicy kabłąków w zakresie od 25÷26 mm zarówno w strzemieniu dolnym jak i górnym. Zmierzona przed i po badaniu zakładka złącza z=560 mm nie zmieniła się.



Rys. 6. Charakterystyka złącza ciernego 2
Fig. 6. Friction props 2 characteristic

Złącze podczas próby nr 1 obciążone siłą Fs=700 kN, przy momencie zginającym Mg=75,6 kNm, nie zsunęło się, a po próbie nie stwierdzono również jego deformacji plastycznej. Łukowe złącza wykonane z kształtowników V29 połączonych dwoma strzemionami typu K29 zsuwają się zwykle przy sile obciążającej ok. 220 kN. Zablokowanie się złącza jest najprawdopodobniej wynikiem korozji szczelinowej pomiędzy łukami, która doprowadziła do sczepienia się kształtowników i strzemion w złączu.

a) b)



Rys. 7. Śruby kabłąkowe w złączach podczas prób: a – nr 1; b – nr 2
Fig.7. Bow-screws in props during test: a – nr 1; b – nr 2



Rys. 8. Strzemiona złącza ciernego 2 po badaniach (widoczny zsuw)
Fig. 8. Clamp bolts in the friction connection 2 after test (evident movement)

Pomiary geometryczne strzemion kabłąkowych typu K29 w złączu nr 2 wykazały, że śruby kabłąkowe M27 posiadają znaczne ubytki korozyjne skutkujące zmniejszeniem się średnicy kabłąków w zakresie od 7-20 mm w strzemieniu górnym oraz od 18-23 mm w strzemieniu dolnym.

Odmienny charakter pracy zaobserwowano podczas próby nr 2. Złącze obciążone siłą Fs=467 kN, przy momencie zginającym Mg=50,4 kNm, zsunęło się (rys. 8). Zsuw miał charakter zsuwu ciągłego, a końcowa wartość nośności złącza ustabilizowała się na poziomie ok. 90 kN. Po próbie nie stwierdzono również deformacji plastycznej kształtowników w złączu. Najbardziej prawdopodobną przyczyną zsuwu złącza oraz systematycznym jej obniżaniem się był zły stan techniczny śrub kabłąkowych górnego i dolnego strzemienia w porównaniu z kabłąkami strzemion użytych w próbie nr 1 (rys. 7).

4. PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Badania bardzo silnie skorodowanych złączy wykazały, że korozja ma znaczący wpływ na powstanie efektu sczepiania się kształtowników w złączu. W zależności od stanu strzemion w złączu, które decydują o sile docisku kształtowników, korozja może doprowadzić do całkowitego zablokowania się złącza lub sytuacji, gdy jego nośność jest znacznie większa od nośności nominalnej. Paradoksalnie prowadzi to do wzrostu nośności odrzwi, gdyż zmienia się ich charakterystyka z podatnej na sztywną. Odbywa się to jednak kosztem ich podatności i prowadzi do niebezpiecznej sytuacji usztywnienia się obudowy, co w konsekwencji jest niekorzystne, zwłaszcza w przypadkach możliwości występowania wstrząsów górotworu, czy też obciążeń o charakterze deformacyjnym. Niepokój może także budzić niewielka nośność złącza ciernego po zaistnieniu pierwszego zsuwu, po zerwaniu połączenia adhezyjnego. Należy także mieć na uwadze fakt, że wraz z postępującą korozją maksymalna nośność odrzwi (usztywnionych) spada.

W związku z tym, że przedstawione badania mają charakter pilotażowy, a uzyskane wyniki wskazują na bardzo znaczny wpływ korozji na bezpieczeństwo pracy obudowy, badania skorodowanych złączy będą kontynuowane na większej liczbie próbek oraz przy różnych typach strzemion.

LITERATURA

[1] Norma PN-G-15026:2017-04: Obudowa wyrobisk górniczych – strzemiona oraz złącza odrzwi z kształtowników korytkowych – Badania wytrzymałościowe.

[2] Prusek S., Rotkegel M., Stokłosa J., Malesza A. 2004: Ocena stopnia skorodowania odrzwi obudowy chodnikowej na przykładzie ZG „Bytom III". Miesięcznik WUG nr 9/2004, Katowice. str.13-20.

[3] Rotkegel M., Kowalski E. 2003: Wpływ stopnia skorodowania elementów odrzwi na nośność obudowy. Prace Naukowe GIG. Seria Konferencje Nr 46, Katowice. str. 95-110.

[4] Prusek S., Rotkegel M. 2004: Zjawisko korozji w obudowie chodnikowej. Prace Naukowe GIG. Seria Konferencje Nr 48. Katowice. str. 55-62.

[5] Prusek S., Rotkegel M. 2005: Korozja obudowy wyrobisk korytarzowych. Wiadomości Górnicze 7-8/2005. Katowice, str. 336-341.

[6] Pytlik A. 2013: Obudowa górnicza i jej akcesoria – wymogi bezpiecznego stosowania. Bezpieczeństwo pracy w kopalniach węgla kamiennego. Praca zbiorowa pod redakcją Władysława Konopko. Tom 1 Górnictwo i Środowisko. Rozdział 4 Główny Instytut Górnictwa. Katowice. str. 111÷133.

[7] Pytlik A. 2002: Charakterystyka pracy ciernych złączy odrzwi obudowy ŁP przy obciążeniach statycznych i dynamicznych, Prace Naukowe GIG nr 42 seria konferencje, Katowice.
[8] Pytlik A. 2001: Wpływ zginania na pracę ciernych złączy łukowych odrzwi ŁP przy obciążeniach statycznych i dynamicznych. Praca Doktorska. Główny Instytut Górnictwa w Katowicach. Katowice.
[9] Rotkegel M. 2006: Pomiary ubytku korozyjnego obudowy wyrobisk korytarzowych. Prace Naukowe Głównego Instytutu Górnictwa nr 4/2006. Katowice. str. 23-32.
[10] Rotkegel M. 2006: Skutki korozji obudowy wyrobisk korytarzowych, sposoby im zapobiegania i minimalizacji strat. Konferencja WUG i GIG-SITG „Problemy bezpieczeństwa i ochrony zdrowia w polskim górnictwie". Mysłowice. str. 147-157.
[11] Rotkegel M. 2011: Wpływ cech konstrukcyjnych złączy na nośność stalowej obudowy odrzwiowej podatnej. Wiadomości Górnicze 9/2011, Katowice.
[12] Prusek S., Rotkegel M., Małecki Ł. 2015: Wybrane sposoby wzmacniania skorodowanej stalowej obudowy odrzwiowej. Przegląd Górniczy 5/2015, Katowice. str. 71-77.
[13] Drzęźla B. + zespół 2000: Obudowa Górnicza. Zasady projektowania i doboru obudowy wyrobisk korytarzowych w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny. Wyd. II – poprawione. Gliwice. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej.
[14] Chudek M. + zespół 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.
[15] Baszkiewicz J., Kamiński M. 1997: Podstawy korozji materiałów. Oficyna Wydawnicza Politechniki Warszawskiej, Warszawa.
[16] Wranglen G. 1985: Podstawy korozji i ochrony metali. Wydawnictwa Naukowo-Techniczne, Warszawa.
[17] Graffstein-Malkiewicz E., Leśniewski K. 1971: Korozja w górnictwie węglowym. Wydawnictwo „Śląsk". Katowice.
[18] Materiały własne.

TEST OF COMPRETION OF CORRODED FRICTION PROPS OF STEEL SUPORT IN CONDITIONS OF COAL MINE PIAST-ZIEMOWIT

ABSTRACT: The article resetting test of compretion of corroded friction proposof steel support. An additional goal of the research was to determine which parameter is crucial due to the assessment of the technical condition of the corroded steel support – the load capacity of the friction joints and the strength of the arches. The analysis of factors affecting the corrosion process was carried out, in particular in relation to mine water.

Zwalczanie zagrożenia wybuchem pyłu węglowego – wdrożenie pneumatycznego dozownika pyłu typu DJP – wnioski i wyzwania

Józef Juszczyk, Mirosław Maciaszek
Bamar Pol, Gliwice

Anna Morcinek-Słota, Krzysztof Słota, Zbigniew Słota
Politechnika Śląska, Gliwice

STRESZCZENIE: Ważnym elementem zabezpieczenia przeciwko skutkom wybuchu pyłu węglowego jest prawidłowe umiejscowienie i wykonanie półek z pyłem kamiennym. Można tego dokonać między innymi przy użyciu urządzenia typu DJP, które zostało opracowane przez pracowników Katedry Eksploatacji Złóż Wydziału Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej oraz Firmy Bamar Pol z Gliwic, którzy od wielu lat zajmują się tą tematyką oraz posiadają doświadczenie w projektowaniu i wdrażaniu tego typu rozwiązań. Pierwsza prezentacja urządzenia nastąpiła w listopadzie 2016 roku a wdrożenie urządzenia do pracy w KWK „ROW" Ruch „Chwałowice" miało miejsce w grudniu 2016 roku. W roku 2017 sprzedano i wdrożono urządzenie w KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" Ruch „Borynia". Prowadzone przez Zespół konsultacje i prezentacje na arenie krajowej (m.in. konferencja Szkoły Eksploatacji Podziemnej w lutym 2017r.) spowodowały duże zainteresowanie oraz chęć współpracy ze strony przedsiębiorstw krajowych oraz zagranicznych przy upowszechnianiu tego urządzenia. Niniejszy referat jest efektem wdrożenia urządzenia do polskiego górnictwa i kontynuacją publikacji z poprzedniej Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Przedstawiono wnioski z przeprowadzonego wdrożenia oraz zaprezentowano wyzwania, które stawiają sobie autorzy rozwiązania w dalszej działalności związanej ze zwalczaniem zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.

SŁOWA KLUCZOWE: pył węglowy, wybuch pyłu, półki z pyłem kamiennym, zapory przeciwwybuchowe, opylanie wyrobisk.

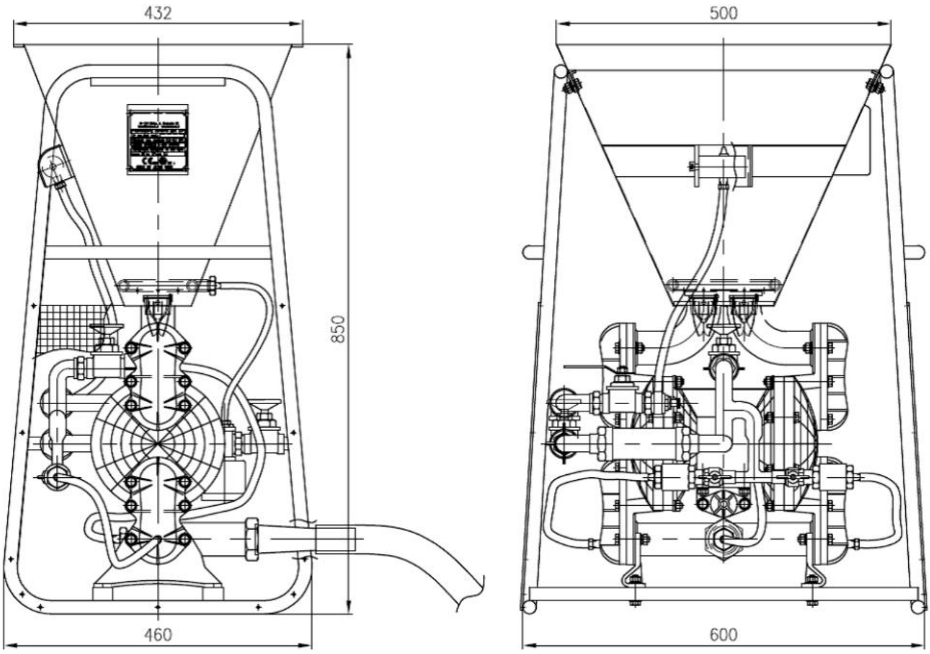
1. WSTĘP

Ważnym elementem zabezpieczenia przeciwko skutkom wybuchu pyłu węglowego jest prawidłowe umiejscowienie i wykonanie półek z pyłem kamiennym. Można tego dokonać między innymi przy użyciu urządzenia typu DJP, które zostało opracowane przez pracowników Kate-

dry Eksploatacji Złóż Wydziału Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej (dr inż. Krzysztofa Słotę, dr inż. Zbigniewa Słotę, dr inż. Annę Morcinek-Słotę) oraz Fimy Bamar Pol z Gliwic (Józefa Juszczyka, Mirosława Maciaszka), którzy od wielu lat zajmują się tą tematyką oraz posiadają doświadczenie w projektowaniu i wdrażaniu tego typu rozwiązań.
Urządzenie zostało zaprojektowane do pneumatycznego transportu pyłu kamiennego lub innego materiału pylistego, służącego do zwalczania zagrożenia wybuchem pyłu węglowego pod ziemią - tzn. do budowy zapór przeciwwybuchowych lub lokalnego opylania wyrobiska. Lance ze specjalnymi końcówkami pozwalają na wykonywanie obydwu czynności ze spągu bez potrzeby stosowania pomostów roboczych lub drabin. Istnieje możliwość rozpowszechnienia opracowania w każdym zakładzie górnictwa węglowego w kraju i za granicą, a także w innych przedsiębiorstwach, gdzie możemy mieć do czynienia z zagrożeniem wybuchem pyłu węglowego. Urządzenie pozwala bowiem nie tylko na usypywanie półek z pyłek kamiennym, ale może również działać jako opylacz. Prostota konstrukcji, małe gabaryty oraz nieskomplikowany sposób obsługi czynią z tego opracowania idealne rozwiązanie do zastosowania i rozpowszechniania w całym przemyśle wydobywczym węgla kamiennego. Pierwsza, publiczna i oficjalna prezentacja urządzenia nastąpiła w listopadzie 2016 roku podczas II Seminarium organizowanego w ramach X Warsztatów Górniczych z cyklu „Ratownictwo Górnicze XXI wieku". Pierwsze zaś wdrożenia urządzenia do pracy w KWK „ROW" Ruch „Chwałowice" miało miejsce w grudniu 2016 roku. W roku 2017 sprzedano i wdrożono urządzenie w KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" Ruch „Borynia". Prowadzone przez Zespół konsultacje i prezentacje na arenie krajowej (m.in. konferencja Szkoły Eksploatacji Podziemnej w lutym 2017r.) spowodowały duże zainteresowanie oraz chęć współpracy ze strony przedsiębiorstw krajowych oraz zagranicznych przy upowszechnianiu tego urządzenia.
Niniejszy referat jest efektem wdrożenia urządzenia do polskiego górnictwa i kontynuacją publikacji z poprzedniej Szkoły Eksploatacji Podziemnej [3]. Zgodnie ze złożoną deklaracją przedstawiono wnioski z przeprowadzonego wdrożenia oraz zaprezentowano wyzwania, które stawiają sobie autorzy rozwiązania w dalszej działalności związanej ze zwalczaniem zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.

2. DOŚWIADCZENIA Z WDROŻENIA

Dozownik DJP może być stosowany w podziemnych zakładach górniczych, w których występuje zagrożenie wybuchem metanu i pyłu węglowego. Jego konstrukcja (rys. 1) opiera się na pneumatycznej pompie ze zbiornikiem pyłu powyżej, które są wsparte na wspólnej ramie. Powietrze napędowe podawane jest przez filtr i zawór służący do regulacji wydajności. Aby umożliwić opylanie oraz podawanie pyłu na półki urządzenie wyposażone jest w dodatkowy układ powietrza, który zapewnia właściwy stosunek pył-powietrze, wymagany dla każdej czynności. Urządzenie posiada ponadto wibrator i układ wzruszania złoża w zbiorniku zapewniający właściwe schodzenie pyłu do króćca ssawnego pompy.
Regulacja parametrów pracy może być dokonywana dzięki dwóm zaworom, które podają powietrze przez zawory zwrotne do głowic tłoczących pompy oraz do kolektora. To pozwala na szeroki płynny zakres regulacji. Dzięki specjalnej lancy można zarówno opylać wyrobisko, zasypywać pyłem nowe zapory, jak i odświeżać zapory już usypane.



Rys. 1. Konstrukcja urządzenia [mat. wł.]
Figure 1. Construction equipment [own materials]

Próby ruchowe urządzenia prowadzone były w okresie kilku miesięcy w KWK „ROW" Ruch Chwałowice w 2016 roku. Próby wykonywane były najczęściej na terenie kopalni, gdzie wykorzystywano do tego celu sztolnie szkoleniowe lub inne budynki powierzchniowe. Nadzór naukowy nad próbami zapewniali pracownicy Katedry Eksploatacji Złóż Wydziału Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej. W wyniku prób okazało się, iż skonstruowane urządzenie w pełni może zostać wykorzystane w podziemnych zakładach górniczych.
Przeprowadzone doświadczenia wykazały, iż do zasilania urządzenia, ciśnienie powietrza napędowego powinno wynosić 2 – 6 bar, jednak już to znajdujące się w dolnych granicach tego przedziału wystarcza do komfortowej pracy. Zapotrzebowanie powietrza napędowego określono na 0 – 200 dm^3/min. Konstrukcja urządzenia pozwala na podłączenie powietrza napędowego przewodem zasilającym o rozmiarze 1". Podczas prób uzyskana wydajność maksymalna urządzenia wynosiła 1000 kg/h zarówno dla opylania, jak i zasypywania, co przy objętości 25 dm^3 zbiornika pyłu oraz niewielkiej masie urządzenia gotowego do pracy wynoszącej zaledwie 30kg pozwala na wykonywanie półek czy też opylanie zespołowi złożonemu zaledwie z dwóch ludzi. Średnica węża tłocznego wynosi 32 mm. Długość węża tłocznego dla usypywania zapór najlepiej, aby wynosiła 5 – 10 m, natomiast przy opylaniu wyrobiska może sięgać nawet 20m bez utraty wydajności opylania.
W roku 2017 sprzedano i wdrożono urządzenie w KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" Ruch „Borynia". Prowadzone przez Zespół konsultacje i prezentacje na arenie krajowej (m.in. konferencja Szkoły Eksploatacji Podziemnej w lutym 2017r.) spowodowały duże zainteresowanie urządzeniem, co w efekcie doprowadziło do przekazania na okres testów (za-zwyczaj ok. 1-2 miesięcy) egzemplarzy pokazowych dozownika. Doświadczenia z tych testów w dużej mierze potwierdziły wcześniejsze obserwacje, uzyskano także opinie, które będą pod-

stawą do dalszych prac nad rozwojem i usprawnieniem prezentowanego rozwiązania. Wymienić tutaj można przede wszystkim dostosowanie urządzenia (a w zasadzie lancy usypującej) do pracy z wykorzystaniem pyłu kamiennego stearynowanego o zawartości stearyny w granicach 0,15÷0,3%, tak aby każdy pył spełniający wymagania normy PN-G-11020 mógł być z powodzeniem stosowany do usypywania na półkach w zaporach przeciwwybuchowych. W chwili obecnej przy stosowaniu pyłu sterynowanego obserwuje się problemy związane z zachowaniem prawidłowego zasypu na półkach. Kolejnym elementem będącym przedmiotem kolejnego udoskonalenie będzie uproszczenie w sterowaniu dozownikiem. Liczne próby pokazały, że dla osób, które przeszły krótkie szkolenie teoretyczne oraz praktyczne sterowanie urządzeniem nie stanowi problemu, jednak wielu testujących uważa, iż ten element można jeszcze usprawnić. W tym celu zostanie przeprojektowany układ zaworów sterujących dopływem powietrza.

PODSUMOWANIE

Istnieje możliwość rozpowszechnienia opracowania w każdym zakładzie górnictwa węglowego w kraju i za granicą, a także w innych przedsiębiorstwach, gdzie możemy mieć do czynienia z zagrożeniem wybuchem pyłu węglowego. Co prawda, w latach 2009-2017 nie zaistniały w polskim górnictwie zdarzenia w związku z wybuchem pyłu węglowego, ale zagrożenie to jest ciągle postrzegane za jedno z najgroźniejszych w górnictwie węgla kamiennego. Ostatnie zdarzenie miało miejsce w 2008 r. w KWK „Mysłowice-Wesoła", gdzie zaistniał wybuch pyłu węglowego w wyniku samozapalenia się węgla oraz zapalenia i wybuchu metanu w otamowanej części chodnika IX wschodniego, w pokładzie 510, na poziomie 665 m. Według WUG [1] w ww. okresie czasu w zakładach górniczych sprawdzany był stan zabezpieczenia miejsc możliwego zapoczątkowania wybuchem pyłu węglowego, m.in. przez kontrolę: ilości części niepalnych i wody przemijającej w próbach pyłu kopalnianego pobieranych do badań laboratoryjnych w obecności kontrolujących, stanu zapór przeciwwybuchowych, wykorzystywania i sprawności urządzeń zraszających w maszynach urabiających oraz na drogach odstawy urobku, użytkowania środków chemicznych powodujących zmniejszenie napięcia powierzchniowego wody stosowanej w systemach zraszających. Ważnym elementem zabezpieczenia przeciwko skutkom wybuchu pyłu węglowego jest prawidłowe umiejscowienie i wykonanie półek z pyłem kamiennym. Można tego dokonać między innymi przy użyciu urządzenia typu DJP. Urządzenie zostało zaprojektowane do pneumatycznego transportu pyłu kamiennego lub innego materiału pylistego, służącego do zwalczania zagrożenia wybuchem pyłu węglowego pod ziemią – tzn. do budowy zapór przeciwwybuchowych lub lokalnego opylania wyrobiska. Lance ze specjalnymi końcówkami pozwalają na wykonywanie obydwu czynności ze spągu bez potrzeby stosowania pomostów roboczych lub drabin.

Pneumatyczny dozownik pyłu jest urządzeniem, które podlega ochronie prawnej [2] oraz posiada wszelkie dopuszczenia i certyfikaty do pracy pod ziemią (w tym IM2 cX KOMAG/ /16/ATEX/0138).

Rozwiązanie pod nazwą: „Zwalczanie zagrożenia wybuchem pyłu węglowego - pneumatyczny dozownik pyłu typu DJP" uzyskało wyróżnienie w 45. Ogólnopolskim Konkursie Poprawy Warunków Pracy przez Ministerstwo Rodziny, Pracy i Polityki Społecznej (grudzień 2017 r.).

Urządzenie jest cały czas ulepszane (zgodnie z sugestiami użytkowników i potrzebami rynkowymi), a Autorzy mają nadzieję, że rozwiązanie to będzie konsekwentnie wdrażane w polskim górnictwie, co przyczyni się do podniesienia bezpieczeństwa oraz w razie wystąpienia wybuchu pyłu węglowego pozwoli na skuteczne zwalczenie jego rozprzestrzeniania.

LITERATURA

[1] Raport WUG - Stan bezpieczeństwa i higieny pracy w górnictwie - wydanie aktualne za 2016 rok. Katowice, 21.06.2017r.
[2] Patent PL 225656 pt. „Urządzenie do pneumatycznego transportu materiałów pylistych" autorstwa: Juszczyk Józef, Maciaszek Mirosław, Słota Krzysztof, Słota Zbigniew. Gliwice, 31 maja 2017 r.
[3] Juszczyk J., Słota K., Słota Z., Słota-Morcinek A., Maciaszek M.: Nowoczesne rozwiązania w zwalczaniu zagrożenia wybuchem pyłu węglowego - pneumatyczny dozownik pyłu typu DJP. XXVI Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2017. 22-24 luty 2017. Kraków 2017.

Combating the Coal Dust Explosion Hazard – Implementation of the DJP Pneumatic Dust Dispenser – Conclusions and Challenges

An important element of protection against the effects of coal dust explosion is the correct location and execution of stone dust shelves. This can be done, inter alia, using a DJP device, which was developed by the employees of the Institute of Mining of the Faculty of Mining and Geology of the Silesian University of Technology and the Bamar Pol Company from Gliwice, who have been dealing with this subject for many years and have experience in designing and implementing this type of solutions. The first presentation of the device took place in November 2016 and the implementation of the device for work at "ROW" Coal Mine "Chwałowice" Movement took place in December 2016. In 2017, the unit was sold and implemented at "Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" Coal Mine "Borynia" Movement. The consultations and presentations on the national arena conducted by the Team (including the XXVI School of Underground Mining in February 2017) caused a lot of interest and willingness to cooperate on the part of domestic and foreign enterprises in the dissemination of this device. This paper is the result of the implementation of the device for the Polish coal mining industry and the continuation of publications from the previous School of Underground Mining. The conclusions from the implemented implementation were presented and the challenges presented by the authors of the solution in further activities related to combating the coal dust explosion hazard were presented.

Badania wentylatorów lutniowych typu ADF o wysokiej sprawności i wydajności

Józef Juszczyk
Bamar Pol, Gliwice

Zbigniew Słota, Krzysztof Słota
Politechnika Śląska, Gliwice

STRESZCZENIE: W górnictwie oraz innych gałęziach przemysłu (np. budownictwo) konieczne jest wykonywanie prac związanych z zapewnieniem odpowiedniej wentylacji (przewietrzania), czyli odpowiedniej ilości i jakości powietrza w miejscu pracy. Do tego celu służą na przykład wentylatory lutniowe, które mogą pracować w układzie ssącym lub tłoczącym oraz jednocześnie dostarczyć powietrze w żądanej ilości lutniociągami do wskazanego miejsca. W praktyce przemysłowej szerokie zastosowanie mają wentylatory lutniowe elektryczne, głównie ze względu na zasilanie. Główne elementy konstrukcji tych wentylatorów to korpus i – umieszczony w jego wnętrzu, osadzony na wale – wirnik z łopatkami. W referacie pokazano wykonane charakterystyki wydajności wentylatora typu ADF-800B-2/4 pracującego w układzie z tłumikami.

SŁOWA KLUCZOWE: wentylatory lutniowe, charakterystyki pracy, aerologia

1. WSTĘP

Wentylatory lutniowe mają szerokie zastosowanie w wielu działach przemysłu, w tym i w górnictwie, zarówno na powierzchni, jak i w wyrobiskach podziemnych. Aby zaspokoić potrzeby nowoczesnego, energooszczędnego i przyjaznego dla środowiska górnictwa należy dążyć do zwiększania wydajności i sprawności wentylatorów, bez zwiększania mocy silnika. W tym celu w wentylatorach typu ADF zastosowano nowe materiały na łopatki wirników i wykorzystano układy przepływowe o wysokiej sprawności [1].

2. BADANIA WENTYLATORÓW

Inżynieria materiałowa stwarza obecnie unikalną możliwość wprowadzenia specjalnych materiałów na łopatki wirników [1]. Wykorzystując nowoczesne metody obliczeniowe przy projektowaniu układu przepływowego można sprawdzić, czy zastosowane nowe materiały i kon-

strukcje umożliwią uzyskanie wysokiej sprawności i niskiego zużycia energii. Projektanci i inżynierowie wentylatorów typu ADF wykonali innowacyjną obudowę wnętrza wentylatora. W wentylatorach zastosowano łopatki o profilu aerodynamicznym z uwzględnieniem wyróżników szybkobieżności i stosunków średnic gwarantujących wysoką sprawność konwersji energii i przez to osiągnięcie wysokiej sprawności układów przepływowych. Poskutkowało to również zmniejszeniem poziomu hałasu względem maszyn o porównywalnych parametrach. Zastosowano opatentowany system uszczelnienia i przewietrzania komory silnika, który zapewnia bezpieczną pracę bez nadzoru podczas zmieniającego się przeciwciśnienia lub przepływu. Szczególna uwagę poświęcono wyeliminowaniu ryzyka zapłonu metanu i/lub pyłu węglowego na równi z ograniczeniem możliwości gromadzenia się pyłu wewnątrz wentylatora. Wirnik wyposażono w podwójne uszczelnienie i łopatki odciążające na tylnej ściance. Parametry wentylatorów mogą być zmieniane indywidualnie w różnoraki sposób – poprzez zmianę prędkości obrotowej silnika, wymianę łopatek na inne lub też przez zmianę kąta natarcia łopatek. Dzięki temu można zaspokoić swoje potrzeby przy ograniczonej liczbie maszyn. Wentylatory cechuje budowa modułowa, zgodna dla każdej typowielkości w zakresie kadłubów i łopatek wirników. W rezultacie ogranicza to konieczne zapasy części zamiennych.
Celem sprawdzenia parametrów pracy wentylatorów wykonano ich charakterystyki. Charakterystyki zostały wykonane na stanowisku badawczym firmy Confrax® (rys. 1). Charakterystyki zostały przedstawione w układach:

- wydajność wentylatora pracującego w badanym układzie – spiętrzenie wentylatora (pomiędzy wlotem do układu a wylotem z tłumika za wentylatorem),
- wydajność wentylatora pracującego w badanym układzie – moc użyteczna wentylatora (pomiędzy wlotem do układu a wylotem z tłumika za wentylatorem),
- wydajność wentylatora pracującego w badanym układzie – sprawność ogólna wentylatora (pomiędzy wlotem do układu a wylotem z tłumika za wentylatorem).

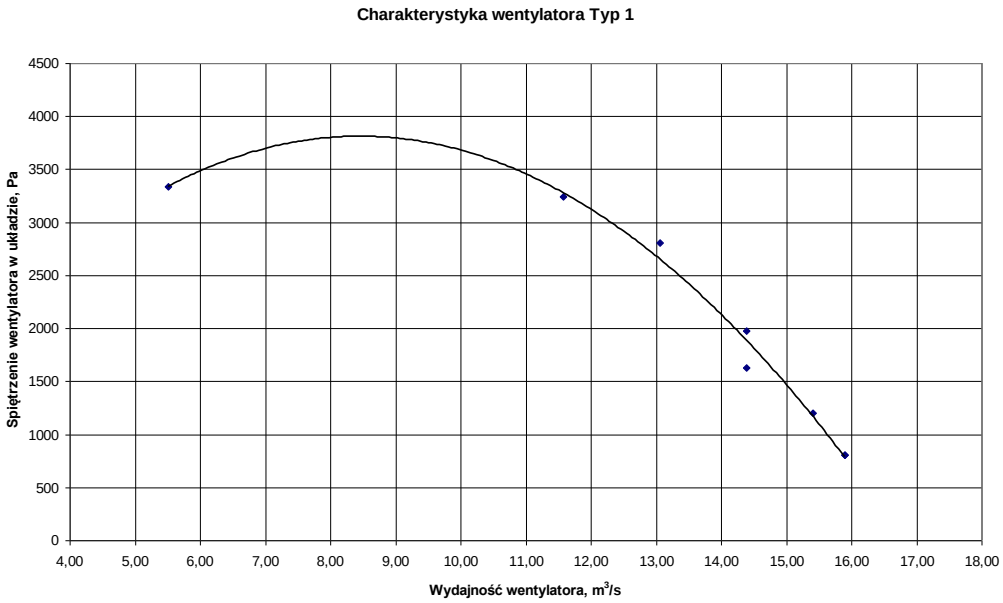
Charakterystyki zostały wykonane dla gęstości powietrza wynoszącego 1,2 kg/m^3. Zmiana gęstości powietrza wiązać się będzie z przeliczeniem charakterystyk. Charakterystyki opisane są wielomianem drugiego stopnia – optymalnie opisującym przebieg charakterystyki według przyjętych założeń. Opracowane charakterystyki mogą być przydatne przy projektowaniu prac związanych z przewietrzaniem wyrobisk ślepych i wyborze właściwego wentylatora. Ze względu na dużą liczbę charakterystyk w pracy przedstawiono je tylko dla jednego typu wentylatora.



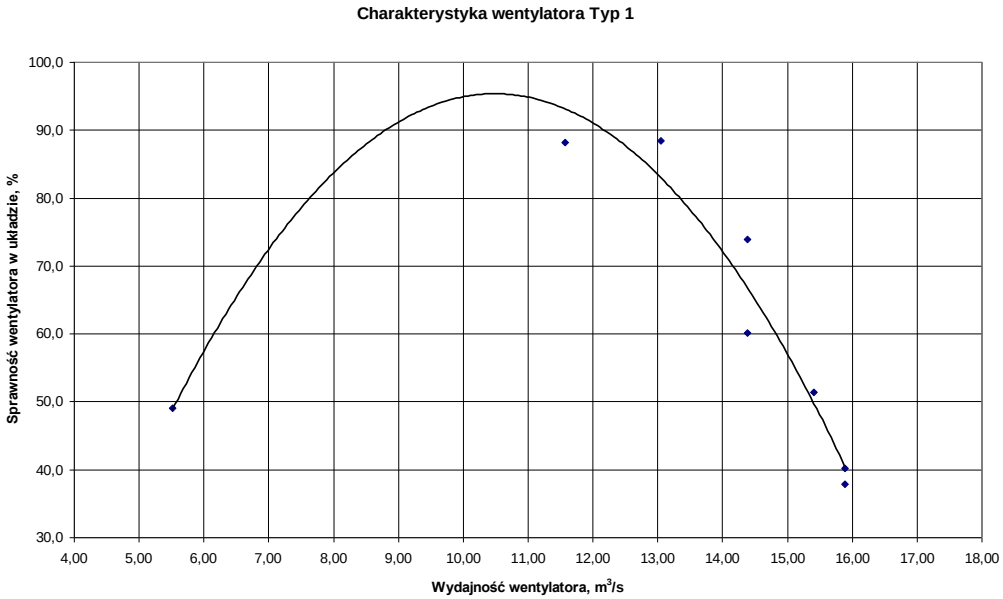
Rys. 1. Widok stanowiska pomiarowego
Figure 1. View of the measuring station

Badaniom poddano 7 układów wentylacyjnych, gdzie wykorzystywany był wentylator typu ADF-800B-2/4. Cechą wspólną tych układów był lutniociąg tłoczący – 4 elementy lutni stalowej o długości łącznej 8 m oraz element tłumiący za wentylatorem (po stronie lutniociągu tłoczącego) o długości 2 m. Zarówno lutnie, jak i element tłoczący miały średnicę 800 mm. Elementami zmiennymi były:

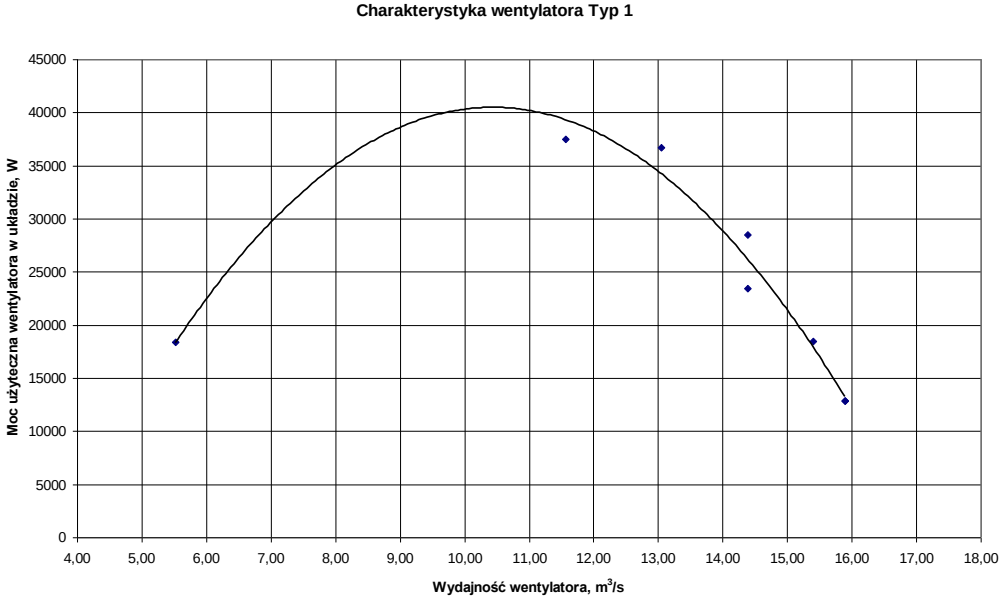
- typ 1 – wentylator (1) oraz element tłumiący po stronie ssącej,
- typ 2 – wentylator (2) oraz element tłumiący po stronie ssącej,
- typ 3 – wentylator (3) oraz element tłumiący po stronie ssącej,
- typ 4 – wentylator (3) oraz element tłumiący po stronie ssącej i inna siatka przed wentylatorem,
- typ 5 – wentylator (3) oraz element lutni po stronie ssącej,
- typ 6 – wentylator (3) oraz element lutni i kryza wlotowa po stronie ssącej,
- typ 7 – wentylator (4) oraz element tłumiący po stronie ssącej.



Rys. 2. Charakterystyka wentylatora (spiętrzenie) – typ 1
Figure 2. Fan characteristics (accumulation) – type 1



Rys. 3. Charakterystyka wentylatora (sprawność ogólna) – typ 1
Figure 3. Fan characteristics (general efficiency) – type 1



Rys. 4. Charakterystyka wentylatora (moc użyteczna) – typ 1
Figure 4. Fan characteristics (useful power) – type 1

Tabela 1. Parametry wentylatora pracującego w układzie – typ 1
Table 1. Parameters of the fan operating in the system – type 1

Parametr	Jednostka	Wartość
Średnica lutniociągu	mm	800
Nominalna wydajność wentylatora w układzie	m^3/s	10,5
Nominalne spiętrzenie całkowite dla wydajności (gęstość powietrza 1,2 kg/m^3)	Pa	3600
Prędkość obrotowa silnika elektrycznego	min^{-1}	2973
Moc silnika elektrycznego	kW	55
Napięcie	V	500

PODSUMOWANIE

Współczesne górnictwo wymaga od producentów wentylatorów spełnienia wielu kryteriów, między innymi większej ich wydajności, wyższej sprawności, jak również niższej energochłonności. Aby spełnić te wymagania konieczne jest podjęcie badań, w wyniku których stworzy się koncepcje, projekty, prototypy nowych wentylatorów, a w efekcie końcowym możliwe będzie ich wdrożenie. Wentylatory typu ADF są odpowiedzią na oczekiwania nowoczesnego górnictwa – dzięki zastosowanym nowym rozwiązaniom są w stanie zaspokoić potrzeby współczesnego przemysłu wydobywczego.

LITERATURA

[1] CONFRAX. Wentylatory lutniowe. Materiały informacyjne, 2017.

Research of ADF Duct Fans with High Efficiency and Productivity

In mining and other industries it is necessary to perform works related to providing adequate ventilation that is, the right amount and quality of air in the workplace. For this purpose lute fans are used, which can work in a suction or discharge system and at the same time provide air in the desired amount by means of plumbing to the indicated place.
In industrial practice, electric lute fans are widely used, mainly due to the power supply. The main elements of the construction of these fans are the body and the rotor with blades placed inside it. The paper shows the performance characteristics of an ADF-800B-2/4 type fan operating in a system with silencers.

Nowy system automatyki i łączności do stosowania w kopalniach rud metali

New automation and communication system for metal ore mines

Jan Kaleta
Elektrometal SA
jkaleta@elektrometal.com.pl

Edward Cieślar
Elektrometal SA
edward@elektrometal.com.pl

STRESZCZENIE: W ramach referatu przedstawiona zostanie nowa koncepcja sterowania określająca sterowanie zdalnymi procesami za pomocą systemu złożonego z komputera nadrzędnego, sterowników PLC oraz dedykowanych urządzeń automatyki. W zakresie łączności przedstawiona zostanie propozycja integracji systemu łączności technologicznej i telefonicznej kopalni. Omówione zostaną poszczególne urządzenia systemu i sposoby ich wykorzystania w łączności i sterowaniu w podziemiach kopalń. Nowe rozwiązanie zostanie zestawione z doświadczeniami z zastosowania wcześniejszych wersji systemu. Przedstawione zostaną zalety zaproponowanego rozwiązania i kierunki dalszego rozwoju systemu.

ABSTRACT: In this article has been presented the new concept of control of remote processes with the host computer, PLC controllers and specially designed automation devices. The possibility of integration of the technological and telephone communication in the mine will be described. The discussion of particular devices of the system and methods of their usage in the mine underground will be examined. The new solutions will be compared with the earlier versions of the system and referred to the experience of its usage. The advantages of proposed solution and the directions of further system development will be presented.

SŁOWA KLUCZOWE: sterownik, łączność technologiczna, systemy sterowania
KEYWORDS: controller, technological communication, control systems

1. WPROWADZENIE

1.1. Wymagania dla systemu

Nasza firma od ponad 30 lat jest producentem systemów sygnalizacji i łączności. W tym okresie nasze rozwiązania przeszły wiele zmian. Powstało kilka generacji systemów. Pierwszy iskrobezpieczny system powstał w roku 1986 i był pierwszym w pełni iskrobezpiecznym roz-

wiązaniem w tym zakresie. System UGS-86/UGO-86 znalazł wtedy szerokie zastosowanie w polskich kopalniach, a UGO-86, po znaczącej modernizacji w trakcie recertyfikacji ATEX, jest produkowany do dnia dzisiejszego.
Kolejnym rozwiązaniem opracowanym w 1999 roku był system UGS-99, w którym dodano nowe funkcje i wprowadzono technologię mikroprocesorową.
Znaczącą ewolucją było wprowadzenie UGS-01, w którym zmodernizowano mechanikę, rozszerzono prezentację danych, a także wprowadzono możliwość transmisji danych do wizualizacji w systemach dyspozytorskich.
W 2009 roku opracowano nowe rozwiązanie zaprojektowane od podstaw - UGS-10. Przyjęto założenie, że system będzie w pełni cyfrowy tzn. wszystkie informacje w systemie będą przekazywane w postaci danych cyfrowych: nie tylko dane sterujące, ale też dźwięk. Pozwoliło to na realizację nowych możliwości funkcjonalnych takich jak: kilka kanałów głosowych, możliwość połączeń głosowych między wybranymi sygnalizatorami, możliwość realizacji indywidualnych rozmów między sygnalizatorem i centralą telefoniczną, możliwość wiązania wejść z wyjściami między oddalonymi sygnalizatorami, monitorowanie wszystkich zdarzeń w systemie, możliwość nagrywania rozmów w systemie nadrzędnym, możliwość konfiguracji z komputera w systemie nadrzędnym itp.
System UGS-10 jest nadal rozwijany i praktycznie corocznie dodawane są nowe rozwiązania zarówno sprzętowe jak i programowe. System dostosowany jest też do wymagań rynków zagranicznych. Niniejszy referat dotyczy przede wszystkim najnowszego rozwiązania przeznaczonego przede wszystkim dla kopalń rud metali i innych wyrobisk niezagrożonych wybuchem.

1.2. Założenia

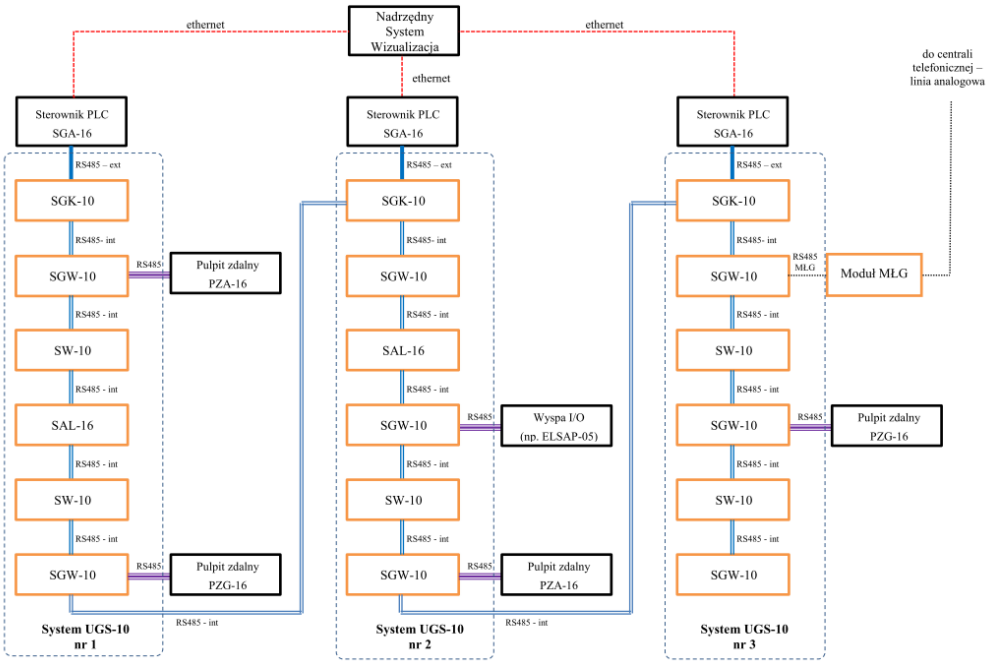
Głównym założeniem przyjętym przy opracowaniu systemu była rozbudowa współpracy systemu z sterownikami PLC. W istniejącej wcześniej wersji systemu była możliwość wykorzystania przez sterownik nadrzędny stanu wejść i sterowania wyjściami cyfrowych, które występują w każdym sygnalizatorze. W nowym rozwiązaniu rozszerzono ten dostęp dodając również wejścia i wyjścia analogowe. Rozszerzono też zakres prezentacji danych systemu przy zastosowaniu nowych paneli HMI.
Z systemem, po dostosowaniu, zintegrowano również wcześniej opracowane rozwiązania umożliwiające dołączenie systemu do centrali telefonicznej i wbudowanie wyspy wejść/wyjść umożliwiającej dołączenie rozbudowanych urządzeń wymagających sterowania w dowolnie wybranym miejscu systemu.
Ważnym założeniem było dostosowanie całości systemu do napięcia zasilania 24V powszechnie stosowanego w kopalniach niemetanowych.

2. STRUKTURA SYSTEMU

2.1. Schemat struktury systemu

Rysunek 1 przedstawia podstawowy koncepcyjny schemat systemu i zawiera najważniejsze jego elementy. Sterownik SGA-16 stanowi główny element sterowania przenośnikiem taśmowym. Na każdym przenośniku jest zainstalowany jeden taki sterownik. W urządzeniu zabudowany jest klasyczny modułowy sterownik PLC z dodatkowym wyposażeniem. Każde takie urządzenie podłączone jest do systemu nadrzędnego za pośrednictwem kopalnianej sieci Ethernet. Od strony systemu do sterownika SGA-16 dołączony jest sygnalizator SGK-10 zarzą-

dzający funkcjami dźwiękowymi podstawowego odcinka systemu odpowiadającego pojedynczemu przenośnikowi taśmowemu.



Rys. 1. Ogólna struktura systemu
Figure 1. General structure of the system

W dalszej części odcinka systemu występują, w zależności od potrzeb, urządzenia: SGW-10, SW-10 i SAL-16. Sygnalizator SGW-10 pełni funkcje porozumiewania głosowego i umożliwia blokowanie napędu, a sygnalizator SW-10 jest sygnalizatorem przeznaczonym wyłącznie do blokowania napędów przenośnika taśmowego. Adapter wejść/wyjść SAL-16 jest nowym rozwiązaniem i zostanie poniżej szerzej omówiony.
Do sygnalizatorów SGW-10 można dodatkowo w dowolnym miejscu podłączyć pulpity zdalne PZA-16 lub PZG-16. Umożliwia to wydawanie poleceń odnośnie pracy systemu w miejscu zainstalowania tych pulpitów. Są to nowe rozwiązania.
SGW-10 umożliwia też podłączenie modułu MŁG-11 zapewniającego pełną łączność dwukierunkową z centralą telefoniczną.
Schemat nie obejmuje jeszcze innych możliwości systemu takich jak tunelowanie transmisji strumieni danych wysyłanych z innych urządzeń, sterowanie dowolnymi urządzeniami wyposażonymi w port RS-485. Pominięcie to wynika z przyjętego celu jakim jest przedstawienie istoty nowego systemu łączności.

3. PRZEGLĄD URZĄDZEŃ SYSTEMU

Tabela 1. Urządzenia i ich wykonania
Table 1. Versions of the devices

L.p.	Urządzenie	Wykonanie	Uwagi
1.	SGA-16	-	Sterownik główny systemu
2.	SGK-10	-	Sygnalizator głośnomówiący krańcowy
3.	SGW-10	-	Sygnalizator głośnomówiący wyłączający - podstawowy
4.		SGW-K-10	Sygnalizator głośnomówiący wyłącz. - kontrola naciągu
5.		SGW-S-10	Sygnalizator głośnomówiący wyłączający - obniżony
6.		SGW-SN-10	Sygnalizator głośnomówiący wyłączający - miniaturowy
7.	SG-10	-	Sygnalizator głośnomówiący
8.	SW-10	-	Skrzynka wyłączająca
9.		SW-K-10	Skrzynka wyłączająca - kontrola naciągu
10.	SAL-16	-	Systemowy adapter lokalny
11.	PZG-16	-	Pulpit graficzny
12.	PZA-16	-	Pulpit alfanumeryczny
13.	MŁG-11	-	Moduł łączności głosowej

Tabela 1 przedstawia stosowane w systemie urządzenia i poszczególne ich wykonania. Poszczególne wersje różnią się przede wszystkim możliwością kontroli naciągu liny bezpieczeństwa oraz rozmiarami. Sygnalizatory SGW-S-10 i SGW-SN-10 mają zainstalowaną klawiaturę o zmniejszonej liczbie przycisków w stosunku do wersji podstawowej i nieznacznie ograniczonej funkcjonalności.

4. OPIS NOWYCH KOMPONENTÓW

4.1. Sterownik SGA-16



Rys. 2. Sterownik SGA-16
Figure 2. SGA-16 Controller

Urządzenie SGA-16 to nadrzędny sterownik PLC do realizacji algorytmu sterowania procesu technologicznego (np. sterowanie przenośnika wraz ze sterowaniem kratami). Sterownik pobiera dane z czujników podłączonych do wejść systemu UGS-10 (w sygnalizatorach SGW-10) i zabudowanych w systemie adapterów SAL-16 oraz steruje wyjściami dostępnymi w tym sygnalizatorach i adapterach. Użytkownicy mogą we własnym zakresie dokonywać zmian i rekonfiguracji sterowania procesu technologicznego.

4.2. Systemowy adapter lokalny SAL-16



Rys. 3. Systemowy adapter cyfrowy SAL-16
Figure 3. Digital System Adapter SAL-16

Urządzenie przeznaczone jest do włączenia w strukturę systemu UGS-10 jako węzeł sieciowy i zasilane z systemowego zasilacza sieciowego.
Urządzenie ma osiem konfigurowanych wejść analogowych, z których każde może pełnić następujące funkcje:
- pomiar napięcia 0-10V
- odbiór sygnału pętli prądowej 0-20mA
- pomiar temperatury za pomocą czujnika PT100 w konfiguracji dwu- lub czteroprzewodowej
- kontrola styku wyposażonego w zespół rezystorów ZRK.

Urządzenie ma również osiem wejść dedykowanych do kontroli styków wyposażonych w zespół rezystorów ZRK, oraz jedno wejście kontroli styku (np. typu otwarty kolektor) z funkcją zliczania impulsów. Adapter posiada cztery izolowane bezpotencjałowe wyjścia typu styk elektroniczny, w tym jedno z możliwością sterowania częstotliwościowego i modulacji szerokości impulsów (PWM) oraz dwa izolowane galwanicznie wyjścia przetworników cyfrowo-analogowych z możliwością pracy napięciowej 0-10V lub prądowej 4-20mA.

4.3. Skrzynka zasilania SZ-10

Dla rozległych systemów UGS-10 złożonych ze znacznej liczby sygnalizatorów przewidziano możliwość zasilania systemu z dodatkowego zasilacza. W tym celu zaprojektowano oddzielną skrzynkę zasilania SZ-10.
Skrzynka zasilania wyposażona jest w następujące elementy:
a) dwa niezależne zasilacze Z1 i Z2, każdy o parametrach 24VDC, 5A (opcjonalnie mogą zostać zastosowane zasilacze o parametrach 24VDC, 10A)
b) zestaw przekaźników sterujących (K1, K2, K3, K4)
c) układ kontroli zasilania UKZ-17
d) bateria akumulatorów do podtrzymania zasilania sterownika.



Rys. 4. Skrzynka zasilania SZ-10
Figure 4. Power Box SZ-10

4.4. Pulpit alfanumeryczny PZA-16



Rys. 5. Pulpit alfanumeryczny PZA-16
Figure 5. Alphanumeric Panel PZA-16

Urządzenie PZA-16 to pulpit zdalny z wyświetlaczem znakowym 4x20 i obsługą przycisków (START, STOP, PRZEJĘCIE UPRAWNIEŃ) i klawiatury. Służy do zdalnego załączania systemu sterowania po przejęciu uprawnień i prezentacji niezbędnych informacji.

4.5. Pulpit zdalny graficzny PZG-16

Urządzenie PZG-16 to pulpit zdalny z wyświetlaczem graficznym ASTRADA i klawiaturą. Służy do zdalnego załączania systemu sterowania po przejęciu uprawnień; do załączania mogą służyć zarówno przyciski jak i ekran dotykowy.



Rys. 5. Pulpit graficzny PZG-16
Figure 5. Graphical Panel PZG-16

5. OPTYMALIZACJA STEROWANIA WYNIKAJĄCA Z NOWYCH ROZWIĄZAŃ

5.1. Moduł SAL-16 jako zamiennik rozwiązań modułowych

Systemy sterowania budowane w oparciu o własne rozwiązania w zakresie sterowników PLC (ELSAP-05/ELSAP-12/ELSAFE-14/ELSHAFT-15) są rozwiązaniami modułowymi. W przypadku sterowania lokalnego takie rozwiązania są optymalne i wygodne w użyciu. Jednak w sytuacji odczytu stanu wejść i sterowania wyjściami wzdłuż rozległych ciągów technologicznych takich jak przenośniki taśmowe w niektórych przypadkach konieczne jest zastosowanie zunifikowanego modułu wejść/wyjść cyfrowych i analogowych. Takim rozwiązaniem jest adapter SAL-16. Zabudowano w nim kombinację wejść/wyjść pozwalającą obsłużyć najbardziej rozbudowane przypadki występujące wzdłuż typowego podziemnego ciągu technologicznego. Takie rozwiązanie ułatwia utrzymanie rozległych systemów sterowania dzięki standaryzacji zastosowanych urządzeń oraz umożliwia przeprowadzenie prac montażowych i serwisowych przez osoby bez konieczności ich długotrwałego szkolenia.

5.2. Łączność głosowa systemu z centralą telefoniczną

Dodanie do systemu możliwości pełnej integracji z centralą telefoniczną pozwala na znacznie ułatwienie komunikacji w rozległych wyrobiskach dołowych. W starszych systemach istniała jedynie możliwość łączności z dyspozytorem i to tylko grupowej do całego systemu łączności technologicznej. W UGS-10 łączność taka możliwa jest nie tylko do grupy stanowiącej całość systemu, ale również do dowolnie definiowanych grup tworzonych z dowolnie wybranych urządzeń głośnomówiących. Możliwa jest również łączność indywidualna z poszczególnymi sygnalizatorami.

5.3. Sieć TCP/IP

Wygodnym elementem systemu jest możliwość dołączenia sterowników SGA-16 bezpośrednio do lokalnej sieci Ethernet. Takie rozwiązanie umożliwia dostęp do dowolnych danych systemu za pomocą protokołów rodziny TCP/IP. Ułatwia to znacznie zarządzanie danymi i sterowanie całością procesu technologicznego.

PODSUMOWANIE

Przedstawiona w niniejszym referacie najnowsza wersja systemu automatyki i łączności produkcji naszej firmy posiada nowatorskie cechy nie występujące dotąd w takim zestawie w sterowaniu i łączności w podziemiach kopalń. Integracja rozwiązań cyfrowych pozwalających na elastyczność w tworzeniu systemów z rozwiązaniami mechanicznymi sprawdzonymi w środowisku kopalnianym zapewnia długoletnie i niezawodne funkcjonowanie systemu.

BIBLIOGRAFIA

[1] Elektrometal SA, Wrzesień 2017: Instrukcja obsługi: Sterownik typu SGA-16 Nr 52-1238
[2] Elektrometal SA, Listopad 2017: Instrukcja obsługi: Systemowy Adapter Lokalny typu SAL-16, Nr 52-1240.
[3] Elektrometal SA, Listopad 2017: Skrzynka zasilania typu SZ-10, Nr 52-1237
[2] Elektrometal SA, Grudzień 2017: Instrukcja obsługi: System Łączności Głośnomówiącej, Sygnalizacji i Blokady typu UGS-10.

Obudowa stalowo-kotwowo-betonowa długotrwałych wyrobisk kapitalnych na dużej głębokości w polu „Stefanów" LW „Bogdanka" S.A.

Karlikowski Sławomir
LW "Bogdanka" SA

Głuch Piotr
PRO-KOM Przedsiębiorstwo Projektowo-Wdrożeniowe

Lekan Wojciech
Rzeczoznawca WUG ds. obudowy szybów

Parzniewski Tomasz
LW "Bogdanka" SA

Sądej Tomasz
LW "Bogdanka" SA

STRESZCZENIE: Obudowie kapitalnych wyrobisk górniczych stawiany jest wymóg długotrwałego ich funkcjonowania. W Lubelskim Węglu „Bogdanka S.A. kapitalne wyrobiska górnicze były i są wykonywane na znacznej głębokości tj. poniżej 900 m. Towarzyszące tym wyrobiskom skały w 70% należą do słabo zwięzłych, w 25% do skał średniozwięzłych, a w 5% do zwięzłych. Brak odporności fizykomechanicznej mułowców, iłowców i większości piaskowców drobnoziarnistych na działanie wody lub wilgoci zawartej w atmosferze kopalnianej, wskazuje na konieczność zastosowania w wyrobiskach długotrwałej obudowy izolującej skały. Stąd też od początku budowy kopalni jak również przez cały czas wydobycia węgla, prowadzi się poszukiwania nowych rozwiązań konstrukcyjnych obudów górniczych oraz udoskonala się zastosowane.

Istotne znaczenie ma nie tylko konstrukcja obudowy wyrobiska, ale również technologia jego drążenia i wykonania. Na podstawie wieloletniego doświadczenia z budowy i eksploatacji wyrobisk w polu „Bogdanka" i „Stefanów", opracowano nowoczesny system obudowy stalowo – kotwowo - betonowej (SKB) zastosowany w wielkogabarytowych komorach nad i pod zbiornikami retencyjnymi, chodnikach taśmowych załadowczych do kieszeni skipowej, w komorze kieszeni skipowej, wlotach szybowych i w innych wyrobiskach.

Niskie parametry wytrzymałościowe skał wokół wyrobisk wymusiły zastosowanie wzmacniania silnie uwarstwionego górotworu niskim kotwieniem, stosowania specjalnych konstrukcji obudów odrzwiowych o ograniczonej podatności z wysoko wytrzymałej stali, wysokiego kotwienia iniekcyjnego (o długości 8 do 10m), nakładania betonu natryskowego na obudowę, prowadzenia iniekcji scalającej obudowę z górotworem.

Po około 10 latach istnienia wyrobisk wykonanych we wspomnianej powyżej technologii, obserwuje się ich dobry stan techniczny, nie posiadający oznak oddziaływania na nie obciążeń od górotworu. Pozwala to na korzystne stwierdzenia o przypuszczalnie długotrwałej ich pracy.

W artykule omówiono warunki geologiczno górnicze, lokalizację wyrobisk, konstrukcję rozwiązań obudów, technologię wykonania obudów, prowadzony nadzór autorski, wyniki obserwacji dołowych, dalsze perspektywy stosowania i kierunki wzmocnienia wyrobisk górniczych wykonanych wcześniej.

SŁOWA KLUCZOWE: Budownictwo podziemne, Obudowa

1. WSTĘP

Kapitalne wyrobiska górnicze w kopalni stanowią układ wyrobisk połączonych funkcjonalnie i decydujących o wydobyciu urobku. Z tego punktu widzenia wyrobiska można podzielić na:

- transportujące urobek z przodków wydobywczych na powierzchnię,
- transportujące ludzi i materiał do przodków.

Największe znaczenie w procesie produkcji kopalni mają wyrobiska kapitalne jak: szyby, wloty szybowe, kieszenie skipowe, podszybia wraz z komorami i zbiornikami retencyjnymi i połączenia tych wyrobisk.

Stawiany wymóg długotrwałego bezawaryjnego funkcjonowania tych wyrobisk jest często trudny do zapewnienia i w praktyce szczególnie w warunkach lokalizacji wyrobisk na dużej głębokości istnieje konieczność ich wzmacniania lub całkowitej przebudowy.

W warunkach LW ”Bogdanka” szczególnie trudne warunki geologiczno - górnicze występują w polu Bogdanka, gdzie utrzymanie wyrobisk kapitalnych wymaga stosowania specjalnych rozwiązań.

Badania i doświadczenia z zachowania się wyrobisk w polu „Bogdanka” pozwoliły autorom przy projektowaniu i realizacji wyrobisk kapitalnych w polu Stefanów w latach 2008 do 2012 zastosować nowoczesne rozwiązania w zakresie:

- konstrukcji obudowy (rodzaju, kształtu, materiału),
- technologii (sposobu drążenia, technologii i kolejności wykonania obudowy),
- projektowania i badania (opierając je na rzeczywistych badaniach),
- badaniach in situ i doświadczeniach.

Do realizowanych obiektów (wyrobisk kapitalnych w latach 2008 do 2012) związanych z odstawą urobku należały:

- chodnik taśmowy załadowczy z kieszenią skipową,
- trzy zbiorniki retencyjne o pojemności 2000 m^3 każdy.

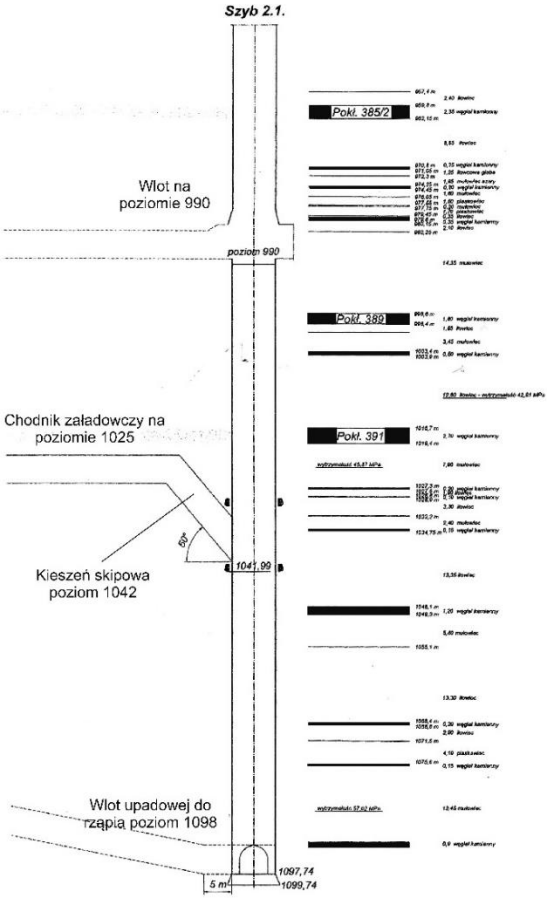
Wymienione obiekty są połączone układem wyrobisk korytarzowych, potraktowanych jako zespół współpracujący z wyrobiskami głównymi.

2. ROZWIĄZANIE OBUDOWY CHODNIKA ZAŁADOWCZEGO DO KIESZENI SKIPOWEJ SZYBU 2.1

Chodnik załadowczy do kieszeni skipowej szybu 2.1 stanowi główne wyrobisko transportowe urobku ze zbiorników retencyjnych 1fS, 2fS, 3fS do kieszeni skipowej szybu 2.1 na głębokości 1025 m do 1040 m. Szyb 2.1 o średnicy 7,5 m jest wyposażony w dwa urządzenia ski-

powe 40 Mg. Przekrój przez szyb z układem wyrobisk w postaci wlotu na poziomie 990, chodnika załadowczego na poziomie 1025, kieszeni skipowej do poziomu 1040 i wlotu do upadowej przepadu na głębokości 1097 m z przekrojem geologicznym przedstawiono na rysunku 1.

W przekroju stropu, ociosu i spągu chodnika załadowczego i komory skipowej występują silne uwarstwione skały w postaci cienkich wkładek węglowych (5 sztuk) o grubości 0,07m do 0,3 m o niskiej wytrzymałości na ściskanie rzędu 12 MPa dwa pokłady węgla 389 (1,82 m) i 391 (2,7 m) o wytrzymałości na ściskanie około 17 MPa. Korzystną cechą geologiczną jest występowanie grubszych warstw iłowców i mułowców od 2,55 m do 4,16 m o wytrzymałości na ściskanie około 40 MPa. Niekorzystną cechą było występowanie zawodnienia pokładów węgla z których obserwowano wykraplanie wody wpływającą na obniżenie parametrów wytrzymałościowych skał w rejonie wyrobiska. W praktyce przy drążeniu występowały silne opady skał stropowych.



Rys.1. Układ wyrobisk dla szybu skipowego 2.1. o średnicy 7,5 m w postaci:
- wlotu dwustronnego na poz. 990,
- chodnika załadowczego na poz.1025,
- kieszeni skipowej do poz. 1040,
- wlotu do upadowej przepadu na gł. ok. 1097m z przekrojemgeologicznym.

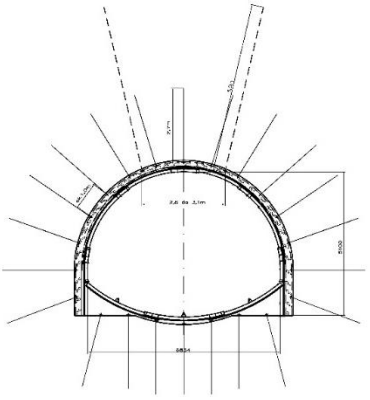
W chodniku załadowczym na poz. 1025 zaprojektowano odrzwia obudowy wielkogabarytowej typu OŁW-V36. Wymiary tej obudowy uwzględniały gabaryty obudowy kieszeni skipowej i ich wzajemnego przenikania. Obudowa wielko - gabarytowa zapewniała jednocześnie możliwość montażu obudowy kieszeni skipowej o średnicy wewnętrznej Ø 6,8 m (średnica

zewnętrzna ok. Ø 7,25m) oraz swobodny dostęp dla montażu zbiorników odmiarowych w samej kieszeni skipowej.

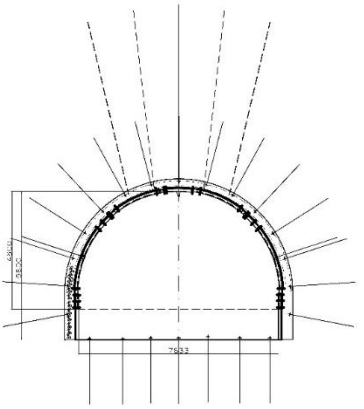
Na całej długości chodnika załadowczego oraz dla wykonania obudowy kieszeni skipowej i ukształtowania wytrzymałego połączenia tych wyrobisk zaprojektowano 5 typów odrzwi obudowy. Przykładowe rozwiązanie odrzwi obudowy typu OŁW o szer. 6,8 m i wys. 5,1 m 6-cio elementowej w części stropnicowo – ociosowej, zamknięte trzema łukami spągowymi z kształtownika V36 OŁW-1/V36/6/3/6,8 m x 5,1 m wykonane w liczbie 39 sztuk odrzwi na odcinku o długości 15,2 m w rozstawie odrzwi, co 0,4 m (przedstawiono jako pozycja 1 na rysunku 4) oraz na rys. 3 i rys. 5.

Największy gabaryt odrzwi zastosowano w miejscu połączenia chodnika załadowczego z kieszenią skipową o szerokości 7,8 m i wysokości 5,8 m jako 6-cio elementowe w części stropnicowo – ociosowej w rozstawie odrzwi, co 0,4 m (oznaczenie na rys. nr 4 jako pozycja 4), oraz na rys. 2 i rys. 3.

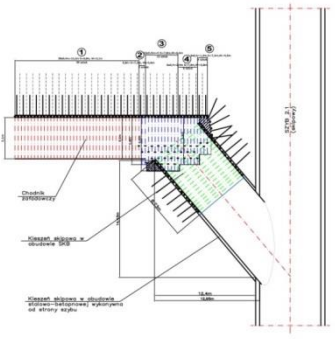
Widok chodnika załadowczego, którego początek w specjalnej wzmocnionej obudowie zlokalizowano na ok. 27 m od obmurza szybu w fazie wykonywania w obudowie podporowej z kotwieniem między odrzwiami przedstawiono na rysunku 5 i 6.



Rys.2.Obudowa stalowo-kotwiowo-betonowa wykonana na bazie odrzwi zamkniętych OŁW-1/V36/6,8x5,1



Rys.3. Obudowa stalowo-kotwiowo-betonowa wykonana na bazie odrzwi OŁW-2/V36/7,8x5,8



Rys.4.Przekrój pionowy przez szyb, chodnik załadowczy, kieszeń skipowa

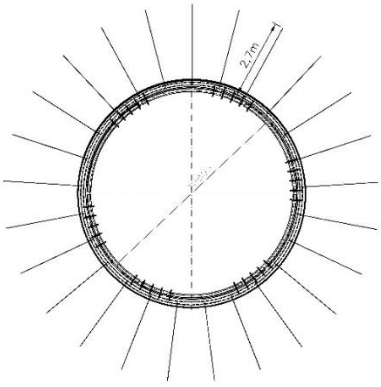


Rys.5.Widok odrzwi OŁW-1/V36/6,8x5,1 na odcinku ok.15,2 m w rozstawie co 0,4 m z kształtownika V36 z stali 32Mn4+QT

3. ROZWIĄZANIE OBUDOWY KIESZENI SKIPOWEJ

Obudowa połączenia komory kieszeni skipowej z chodnikiem załadowczym jest wykonana w wzmocnionych odrzwiach z kształtowników korytkowych.
Pochyły odcinek kieszeni skipowej wychodzący z chodnika posiada odcinek początkowy złożony z położonych ukośnie w chodniku załadowczym 5 sztuk odrzwi w rozstawie, co 0,45 m. Na odcinku tym odrzwia komory kieszeni skipowej i odrzwia chodnika załadowczego połączone są ze sobą warstwą betonu.

Przekrój kieszeni skipowej zaprojektowano jako kołowy o średnicy wewnętrznej 6,8 m. Rozwiązanie odrzwi kołowych komory kieszeni skipowej - OŁK - 2V36/6/6,8 m przedstawiono na rys. 6, a widok na próbnym montażu na rys. 7. Jedne odrzwia złożone są z 12 łuków tj. 6 łuków wewnętrznych i 6 łuków zewnętrznych. Elementy łukowe są względem siebie przesunięte, tak, że tworzą zakładkę o długości min 800 mm i posiadają pojedyncze odcinki kształtowników o długości 100 mm od strony wewnętrznej i 135 mm od strony zewnętrznej. Na zakładce łuki są skręcone trzema strzemionami. Odrzwia wykonane są z kształtownika V36 ze stali 31Mn4+QT (ulepszanej cieplnie) o wysokich parametrach wytrzymałościowych, które wynoszą: Re = min. 560 MPa, Rm = min. 730 MPa, Odrzwia obudowy zabudowano w rozstawie, co 0,45 m. Pierwsze 5 odrzwi jest praktycznie posadowiono w chodniku załadowczym pod kątem 60˚ do pionu i usztywniono pierścieniem betonowym klasy B20.–(rys. 4, rys. 8). Po wykonaniu całego odcinka odrzwia podsadzono spoiwem, a po połączeniu z odcinkiem wykonanym od strony szybu odrzwia pokryto betonem natryskowym i przeprowadzono iniekcję.(rys. 9.)



Rys.6.Obudowa stalowo - kotwowo – betonowa o kształcie kołowym na bazie odrzwi OŁK - 2V36/6/6,8 m



Rys.7.Widok odrzwi obudowy OŁK - 2V36/6/6,8 m jako konstrukcji o ograniczonej podatności z podwójnych kształtowników V36

O strony szybu kieszeń skipowa została zaprojektowana w obudowie stalowo – betonowej w postaci spawanych segmentów złożonych z dwóch płaszczy stalowych (rys. 10). Wewnętrzny pierścień blach dzięki podłużnym otworom pozwala powiązać obudowę betonem tworząc jednolitą konstrukcję.



Rys.8. Faza realizacji kieszeni skipowej od strony od strony szybu w obudowie SKB przy zabudowie pierwszych odrzwi dla wykonania węzła łączącego z chodnikiem załadowczym



Rys.9. Widok wyrobiska kieszeni skipowej w obudowie SKB po nałożeniu na odrzwia obudowy betonu natryskowego i wykonania iniekcji za obudową

Technologię wykonania wyrobisk chodnika załadowczego i komory kieszeni skipowej zaprojektowano tak, aby zminimalizować wpływy (oddziaływanie) na obudowę szybu 2.1.
W rozwiązaniu stosowano:

- małe zabiory (na jedne odrzwia),
- fazowe drążenie na warstwy,
- zabudowę kotwi wklejanych bezpośrednio po odsłonięciu stropu,
- wypełnienie przestrzeni za obudową wykładką kamienną wzmacnianą spoiwem cementowym,
- stosowanie kotwienia wysokiego w chodniku załadowczym z przykotwieniem łuków ociosowych,
- dodatkowe wzmacnianie podciągami stalowymi na długości wyrobiska.

W końcowej fazie po wykonaniu obiektów, odrzwia wzmocniono betonem natryskowym i iniekcją.



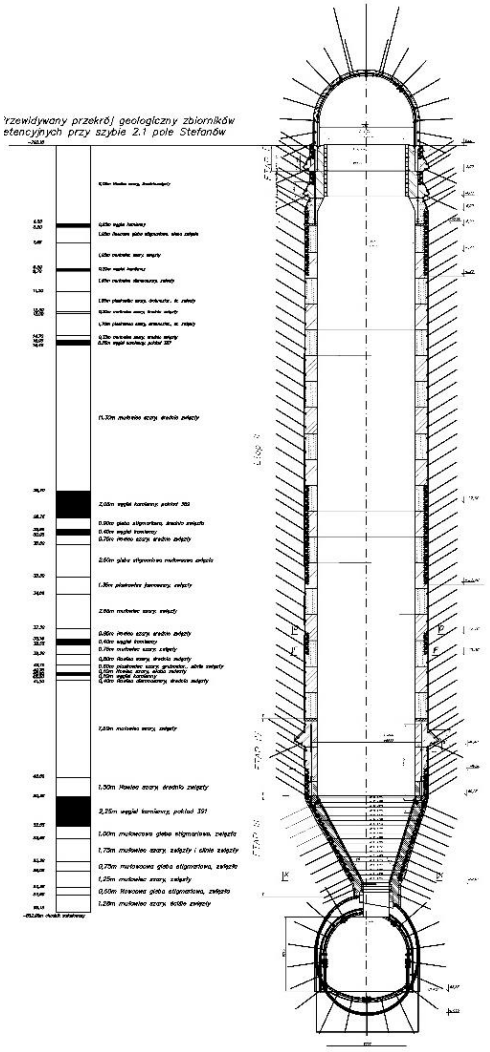
Rys.10.Konstrukcja kieszeni skipowej w postaci podwójnego płaszcza stalowego – próbny montaż u wykonawcy konstrukcji.



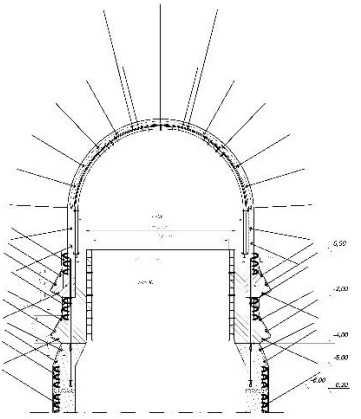
Rys.11. Widok konstrukcji obudowy SB od strony szybu

4. ROZWIĄZANIE OBUDOWY ZBIORNIKÓW RETENCYJNYCH Z KOMORĄ NAD I POD ZBIORNIKIEM

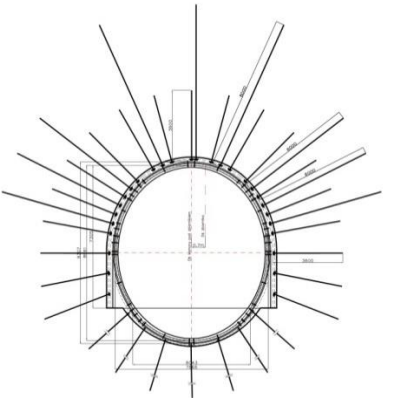
Mając na uwadze występujące problemy z utrzymaniem stateczności obudowy głowic zbiorników retencyjnych wykonanych w latach 80 ubiegłego wieku w LW „Bogdanka" S.A. [1,2,3,4] zaprojektowano zupełnie nową ich konstrukcję przy budowie zbiorników 1fS, 2fS i 3fS w polu Stefanów (rys. 12, rys. 13).



Rys.12. Przekrój przez zbiornik retencyjny o pojemności 2000 m^3 (średnica x wysokość Ø 7,5 x 50 m) w obudowie stalowo-kotwiowo-betonowej



Rys.13. Głowica zbiornika załadowczego w konstrukcji obudowy SKB z obudową na odcinku ok. 6,0m w segmentach stalowych

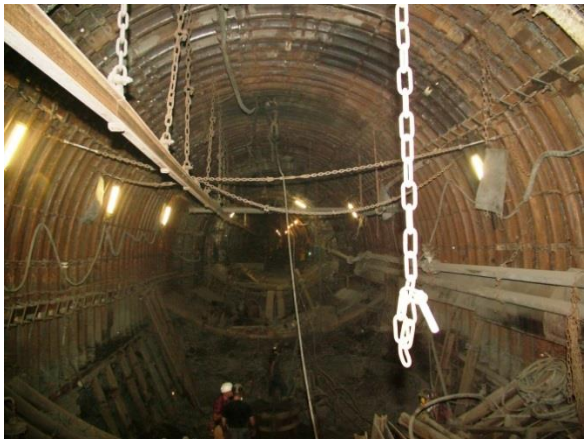


Rys.14. Eliptyczny kształt obudowy stalowo-kotwiowo-betonowej komory wyładowczej pod zbiornikiem

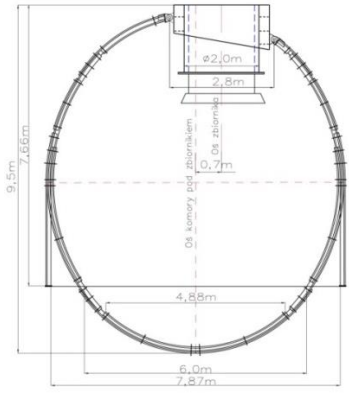
Budowę głowicy rozpoczyna się po wykonaniu obudowy komory załadowczej i odpowiednim jej wzmocnieniu oraz pobudowaniu odrzwi na belkach spągowych. (rys. 13). W pierwszym etapie wykonuje się wyłom do głębokości ok. 2,5 m. Po wybraniu urobku zabezpiecza się ociosy, kotwiąc na całym obwodzie siatki stalowe. Następnie montowane jest szalowanie Ø 7,5 m i wykonuje się obudowę betonową. Kolejna faza wykonania głowicy to demontaż szalowania i wykonanie wyłomu do głębokości ok. 4 m. Po osiatkowaniu ociosów i wyrównaniu dna montowane są pierścienie wewnętrznej obudowy stalowej Ø 6,0 m, za którą wykonuje się obudowę betonową. Ostatnim etapem budowy głowicy zbiornika retencyjnego jest wykonanie obudowy betonowej na odcinku 4,0 do 6,0 m, w którym przechodzi się ze średnicy Ø 6.0 m na średnicę docelową tj. Ø 7,5 m. Elementami dodatkowymi głowicy zbiornika, stanowiącymi o parametrach wytrzymałościowych obudowy ostatecznej, jest wykonana w trakcie głębienia obudowa kołowa Ø 8,6 m z kształtownika V36 odwrotnie giętego oraz rozstawione po obwodzie cięgna stalowe z pręta Ø 22 mm. Cięgna te o długości ok.1,2 m są sukcesywnie przedłużane od poz. ok. 0,00 m do poz. ok. -6 m. Pomiędzy obudową głowicy a obudową części zasadniczej zbiornika wykonuje się dylatację z twardego drewna o grubości 20 cm. Zadaniem dylatacji jest oddzielenie głowicy od cylindrycznej części betonowej zbiornika, które pracują w warunkach odmiennych obciążeń.

Komory na i pod zbiornikiem retencyjnym są wykonane w konstrukcji obudowy stalowo – kotwiowo - betonowej przedstawiono na rysunkach 14, 15, 16. Istotą rozwiązań jest zastosowanie kotwienia niskiego i wysokiego iniekcyjnego wokół wyrobiska z zabudową obudów podporowych o korzystnym zamkniętym kształcie.

W przekroju zbiornika retencyjnego na odcinku wystąpienia słabych skał w postaci wkładek węgla lub silnie spękanych cienkich warstw iłowca budowane są odrzwia z kształtownika V36 odwrotnie giętego z kotwiami wklejanymi o długości 2,7 m w siatce kotwienia 1 m x 0,8 m. Beton zbiornika klasy B40 jest wykonany na kruszywie granitowym o wysokiej odporności na ścieranie przy grubości 1,0 m.



Rys.15. Widok komory załadowczej nad zbiornikiem retencyjnym w fazie po wykonaniu obudowy podporowo - kotwiowej



Rys.16. Połączenie odrzwi komory wyładowczej ramą stalową z osadzoną rurą o średnicy 2 m

WNIOSKI KOŃCOWE

1. Szyby, wloty szybowe, zbiorniki retencyjne, kapitalne wyrobiska chodnikowe są wyrobiskami górniczymi o bardzo długim okresie użytkowania, praktycznie przez cały okres istnienia kopalni. Źle zaprojektowana i wykonana obudowa tych wyrobisk w warunkach dużej głębokości i niskiej wytrzymałości skał prowadzi do nadmiernych deformacji obudowy, które często mają charakter niszczący.
2. Poszukiwanie nowych (nowoczesnych rozwiązań) dla zapewnienia stateczności tych wyrobisk wymaga w fazie projektowania stosowania:
   a) zamkniętych korzystnych kształtów obudów o przekroju kołowym bądź eliptycznym,
   b) obudowy o wytrzymałych przekrojach zdolnych do przejęcia wysokich obciążeń,
   c) materiałów o wysokich parametrach wytrzymałościowych,
   d) wykorzystania skał otaczających wyrobisko do przenoszenia obciążeń jak i zmniejszenia nierównomierności obciążenia,
   e) wzmacniania spękanych struktur skalnych za pomocą spoiw iniekcyjnych.

W fazie realizacji wykonywania wyrobiska należy uwzględnić:
   a) technikę drążenia wyrobiska nie dopuszczająca do nadmiernych spękań i opadu stropu wskutek urabiania skał,
   b) kolejność wykonywania obudów z uwzględnieniem odstępów czasowych,
   c) ograniczenie możliwości zużycia technicznego obudowy zwłaszcza przed korozją.

3. W warunkach geologiczno – górniczych pola Stefanów, w kapitalnych wyrobiskach górniczych, wymagających długotrwałego użytkowania zaprojektowano rozwiązania obudów stalowo-kotwiowo-betonowych, które są bezpośrednio powiązane z otaczającym górotworem za pomocą kotwi oraz betonu natryskowego z iniekcją. Wykonane wyrobiska w latach 2008 do 2012 w omówionych rozwiązaniach zapewniają wg prowadzonych obserwacji wysoką stateczność bez zużycia technicznego obudowy. Realizowane przez LW Bogdanka S.A. w polu Stefanów nowe rozwiązania konstrukcyjne obudów zostały oparte na wieloletnich doświadczeniach uzyskanych przy budowie wyrobisk w polu Bogdanka i Nadrybie. Takie podejście do zagadnień pozwoliło na ich właściwe rozwiązanie od strony projektowej i technologicznej.
4. Doświadczenie wykazuje, że niezwykle istotnymi w fazie projektowania konstrukcji jest wytworzenie korzystnych wysokowytrzymałych elementów jak np.:
   a) węzłów konstrukcyjnych w postaci obetonowanych odrzwi,
   b) stóp podporowych dla obudowy, wzmocnionych łukami stalowymi i kotwiami,
   c) zamkniętych pierścieni stalowych w strefach występowania słabych warstw skalnych,
   d) doszczelnienia i związania wykładki za obudową,
   e) odwodnienie (odprowadzenia wody) górotworu.

5. Prawidłowo zaprojektowana technologia wykonania wyrobiska wymaga prowadzenia nadzoru autorskiego przez projektanta i inwestora w zakresie prowadzonej technologii oraz badań i obserwacji pozwalających na określenie zachodzących zmian wokół wyrobiska oraz na podjęcie skutecznych działań ograniczających ich wpływ na zachowanie się obudowy wyrobiska w fazie drążenia i ostatecznej.
6.Biorąc pod uwagę czas użytkowania, złożoność robót naprawczych i wszelkich przebudów wykonywanych w szybach, wlotach szybowych, czy w pionowych zbiornikach retencyjnych, racjonalne jest projektowanie i wykonanie w momencie ich budowy, nawet bardzo kosztownych i złożonych konstrukcji, oraz zastosowanie złożonych technologii ich wykonawstwa, pod warunkiem, że nowe konstrukcje będą w stanie zapewnić bezawaryjne ich użytkowanie w dłuższym okresie czasu.

LITERATURA

[1]. Chudek M., Duzy St. I inni 2013: Nowe wyzwania i metody w projektowaniu głębienia szybów podstawą rozwoju górnictwa w Polsce Monografia Gliwice 2013r Katedra Geomechaniki, Budownictwa Podziemnego i Zarządzania Ochroną Powierzchni Wydział Górnictwa i Geologii, Politechniki Śląskiej w Gliwicach.
[2]. Chmielewski J., Głuch P., Lekan W., Sądej T. 2011: Utrzymanie obudowy zbiorników retencyjnych na dużych głębokościach w warunkach LW Bogdanka Szkoła Eksploatacji Podziemnej Kraków 2011.
[3] Głuch P., Lekan W. 2013: Nowe konstrukcje stalowych segmentów obudowy szybów, szybików i zbiorników retencyjnych w trudnych warunkach geologiczno – górniczych. Szkoła Eksploatacji Podziemnej Kraków
[4]. Lekan W.,Sądej T., Głuch P.: Nowe konstrukcje obudów stalowo betonowych w szybach, wlotach szybowych i zbiornikach retencyjnych w Lubelskim Węglu „Bogdanka" S.A. Wiadomości Górnicze 3/2016

Steel-Rockbolt-Concrete Lining in Main Headings at Large Depths in "Stefanów" Panel of LW "Bogdanka" S.A. Mine

A large depth of the established workings and – in case of main headings – the requirement of long-term operation, calls for the search of new solutions or the improvement of the existing lining solutions.

It is not only the structure of the lining of the heading that is significant, but also the technology of both driving the heading and the assembly of the lining. Based on the experience of many years pertaining to the construction and maintenance of headings in the BOGDANKA and NADRYBIE panels, a modern system of steel-rockbolt-concrete linings was developed for the application in large-size chambers over and below the retention tanks, conveyor headings loading the skip pocket, in the skip pocket and other headings.

The low strength parameters of rocks surrounding the headings called for the reinforcement of the highly laminated rock mass using low roof bolting and special arch supports with limited yielding capacity, made of highly durable steel, long injection bolting (8 to 10 m length), using shotcrete on the supports, conducting injection for bonding the supports and the rock mass. With regards to the time of existence of the headings driven in years 2008÷2012, their good condition without signs of technical wear has been observed, which allows for a positive assessment of their long-time operation.

The article concerns geological and mining conditions, the location of headings, the structures of the support solutions, the technology of the supports, the conducted author's supervision, the results of the underground observations, further application perspectives and the possible improvements (reinforcement) of the applied solutions.

Keywords: mining, roof support, support choice

Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2018r

Obudowa stalowo - kotwowo –betonowa w długotrwałych wyrobiskach kapitalnych na dużej głębokości w polu STEFANÓW LW „BOGDANKA”

Autorzy:

Karlikowski Sławomir *LW ”Bogdanka” SA*

Głuch Piotr *PRO-KOM Przedsiębiorstwo Projektowo-Wdrożeniowe*

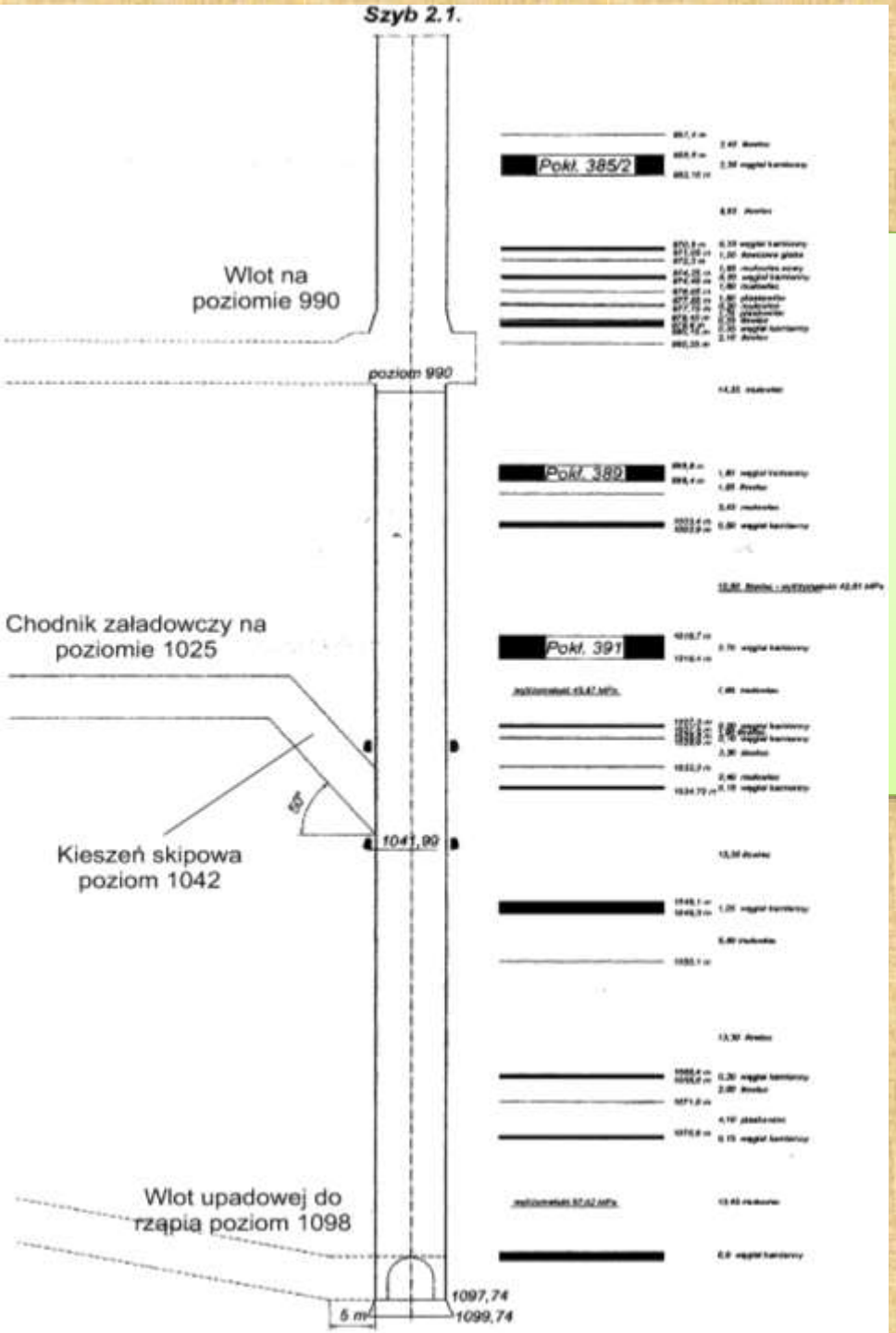
Lekan Wojciech *Rzeczoznawca WUG ds. obudów szybów*

Parzniewski Tomasz *LW ”Bogdanka” SA*

Sądej Tomasz *LW ”Bogdanka SA*

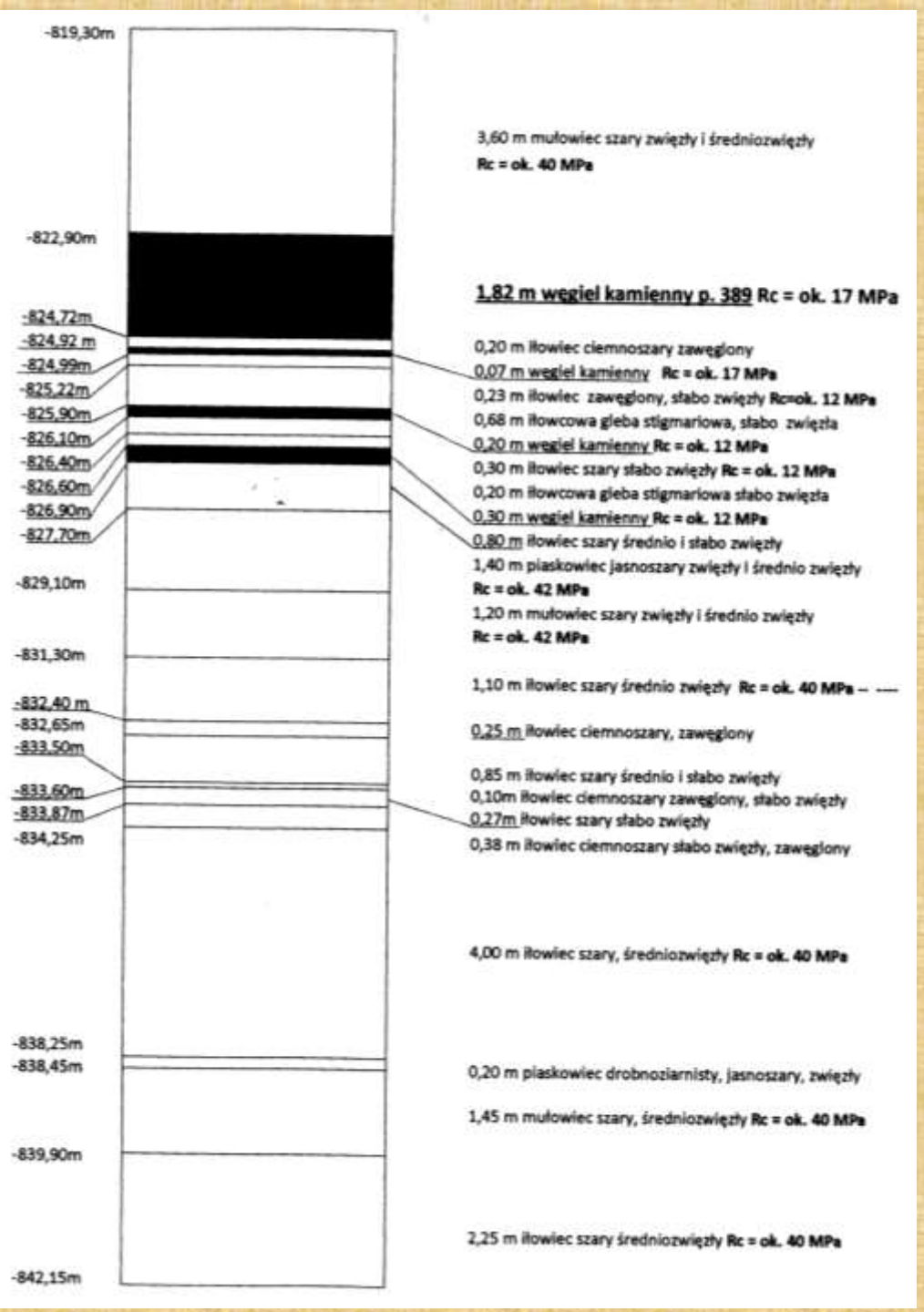


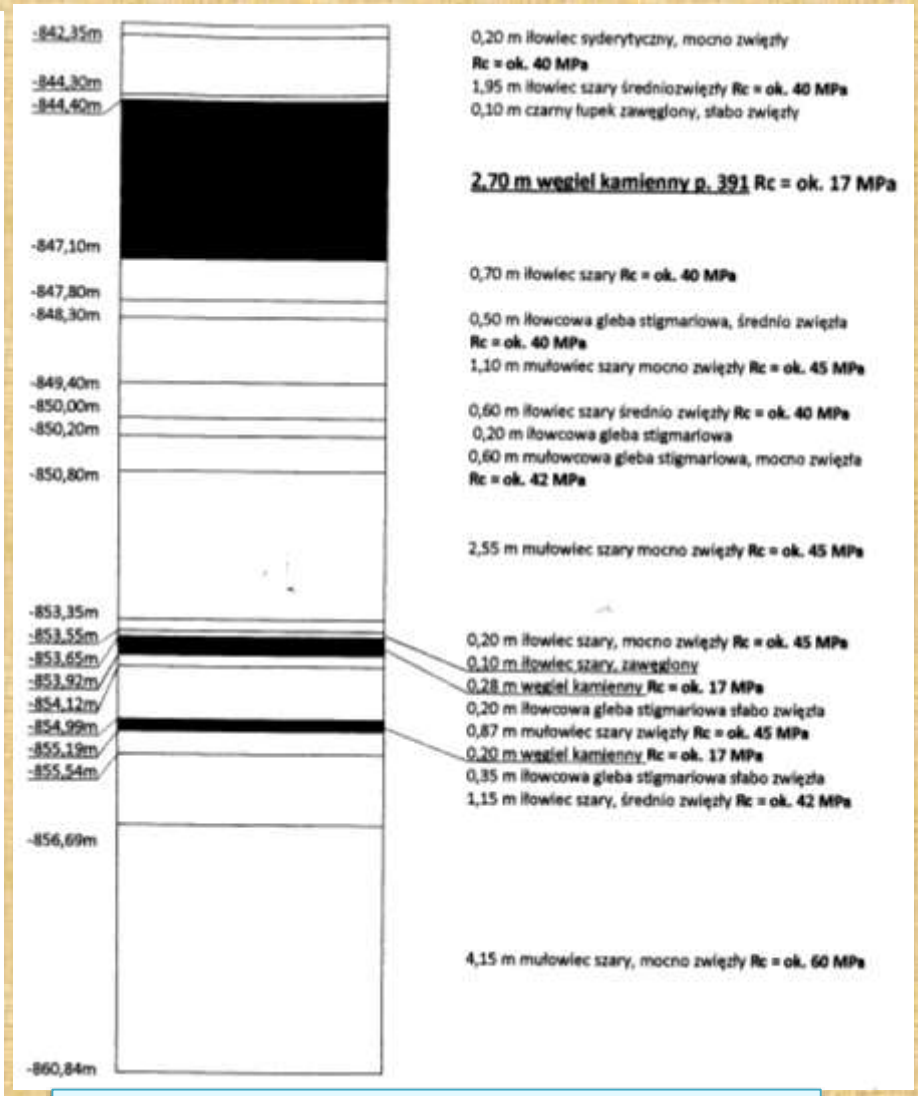
Szkoła Eksploatacji Podziemnej
26 do 28 luty 2018r KRAKÓW



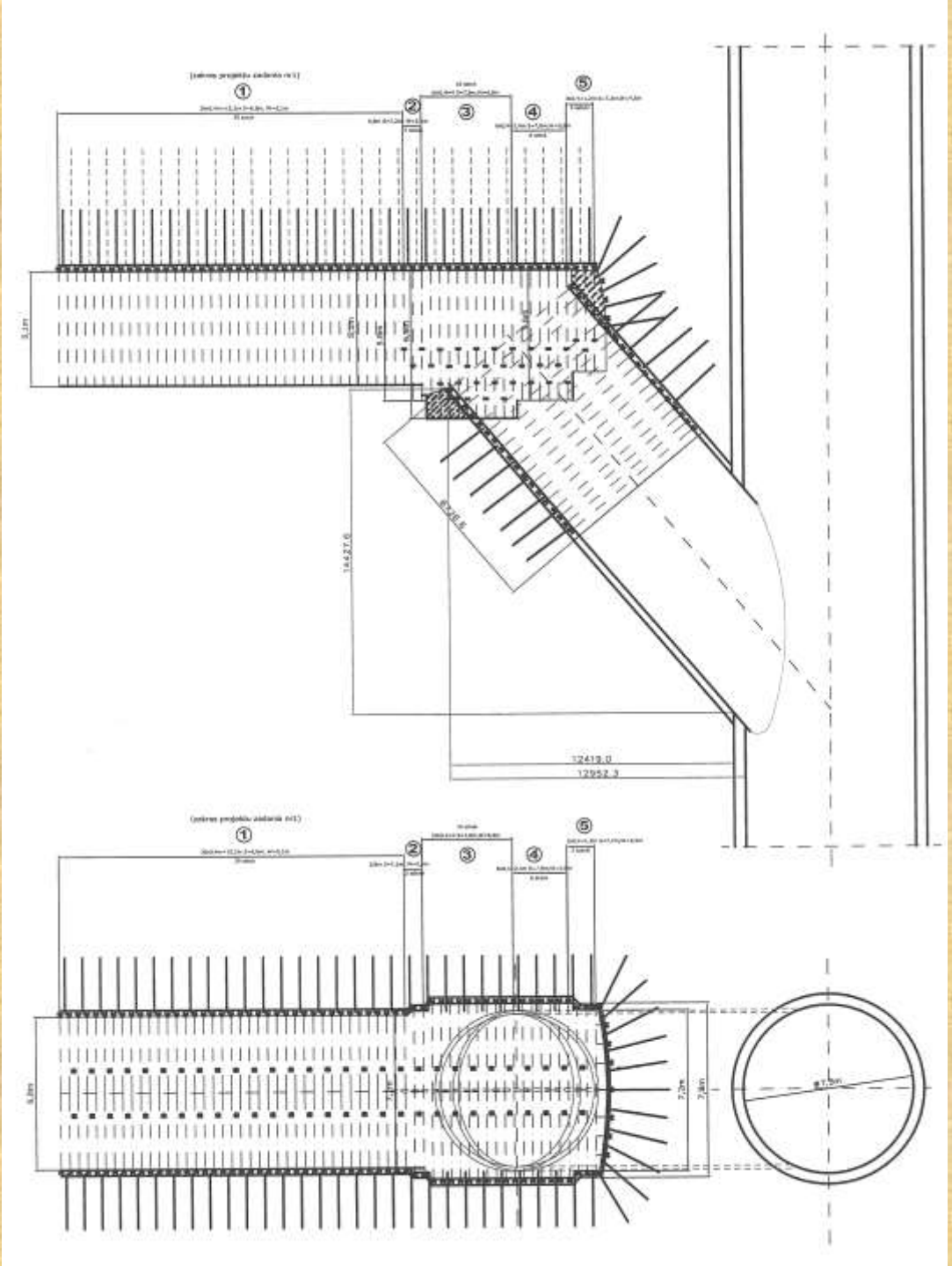
Układ wyrobisk dla szybu skipowego 2.1. w postaci:

- **wlotu na poziomie 990,**
- **chodnika załadowczego 1025,**
- **kieszeni skipowej do poziomu 1042**
- **wlotu do upadowej przepadu na głębokości 1097m z przekrojem geologicznym**

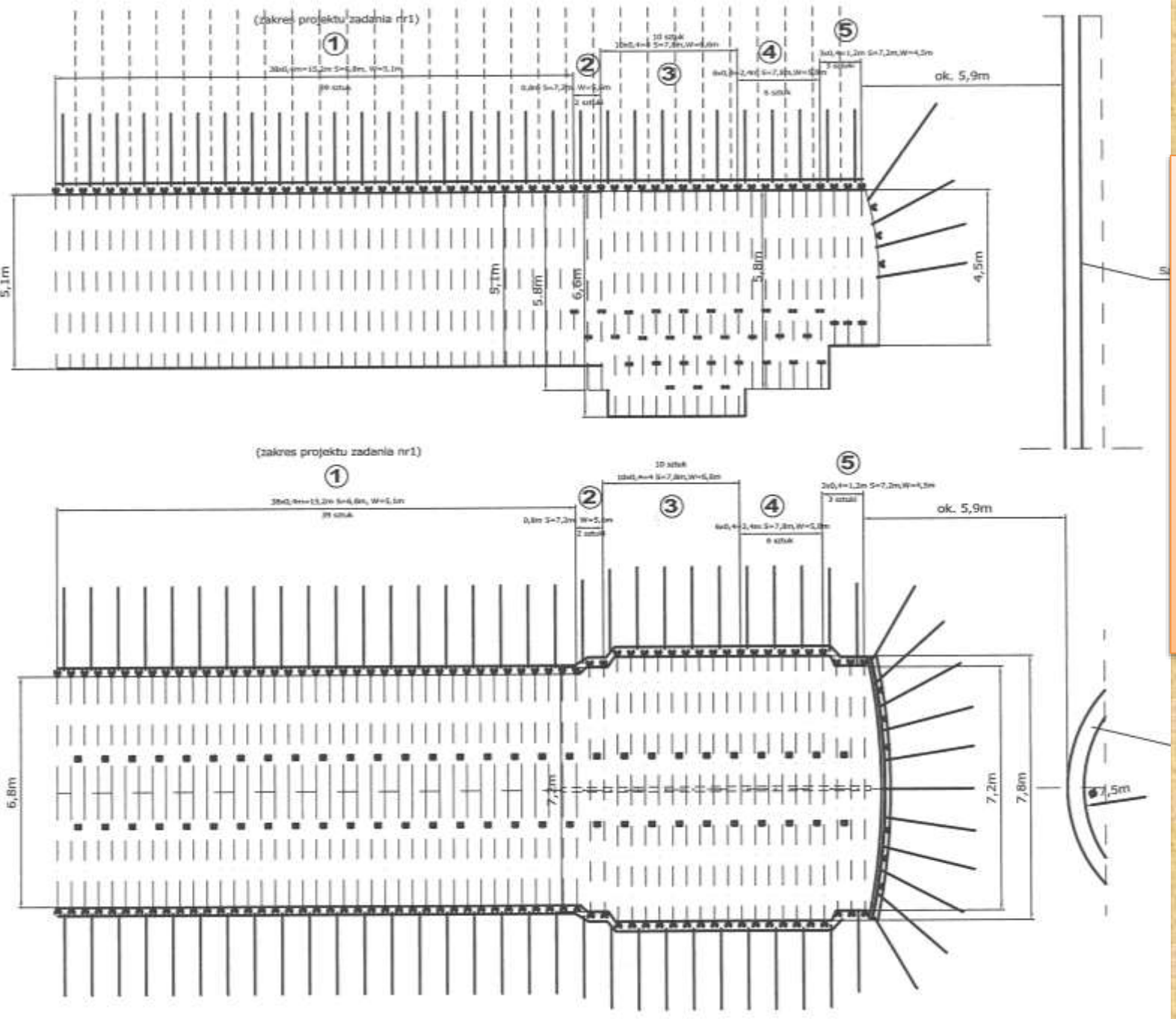




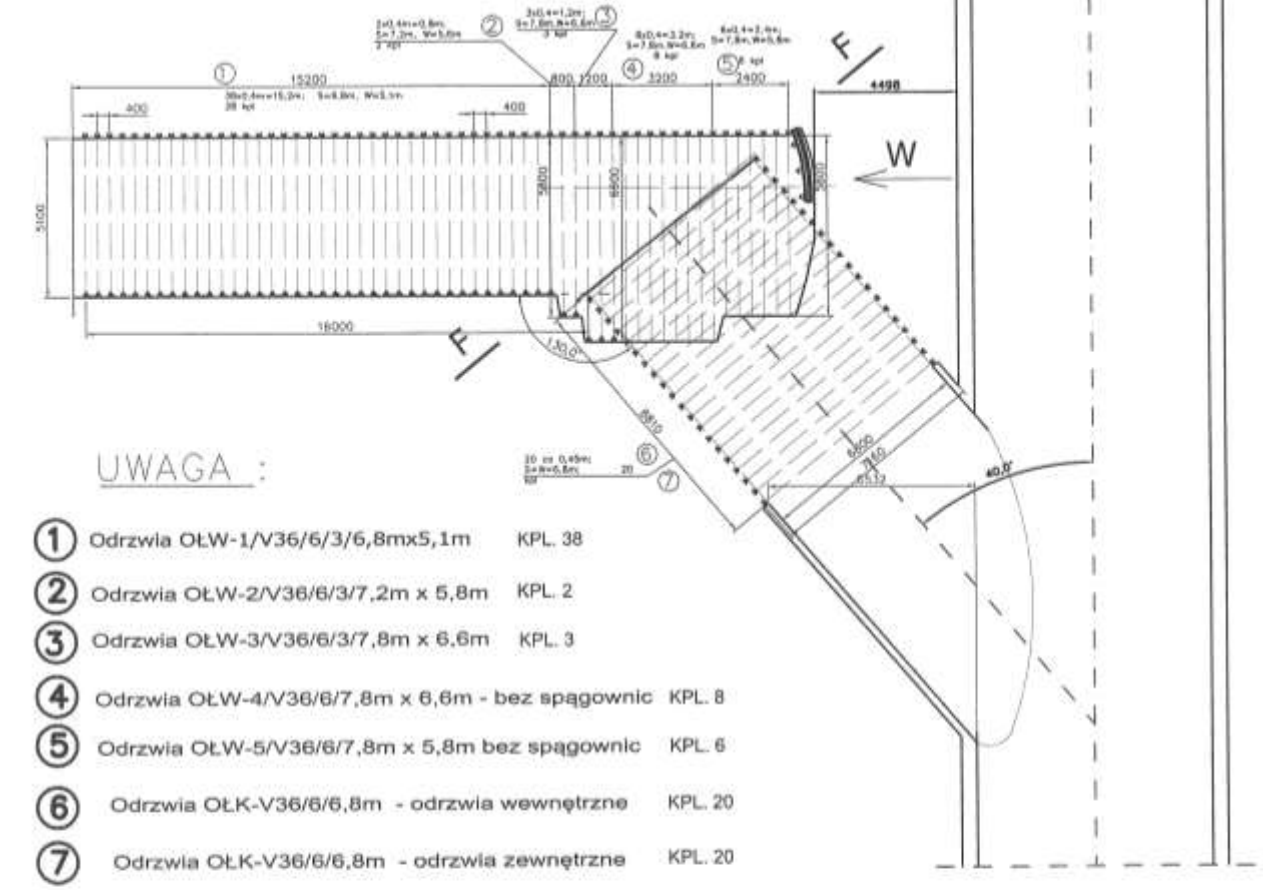
Profil geologiczny szybu 2.1
w rejonie wlotów
na poziomie 990 , 1025,
1042, 1097

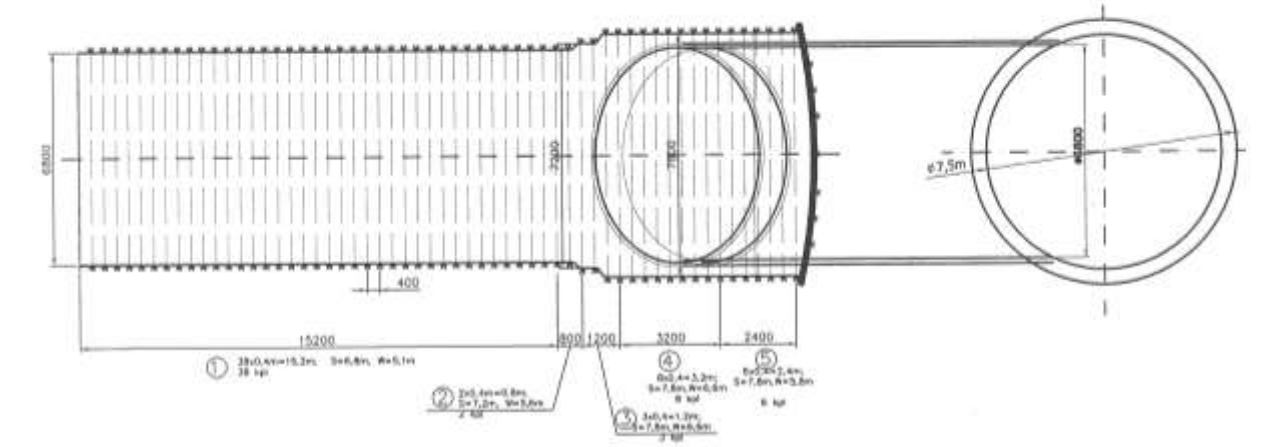


Obudowa stalowo -kotwowo -betonowa chodnika załadowczego i kieszeni skipowej szybu 2.1.



Obudowa stalowo -kotwowo -betonowa chodnika załadowczego z ścianą czołową o kształcie czaszy

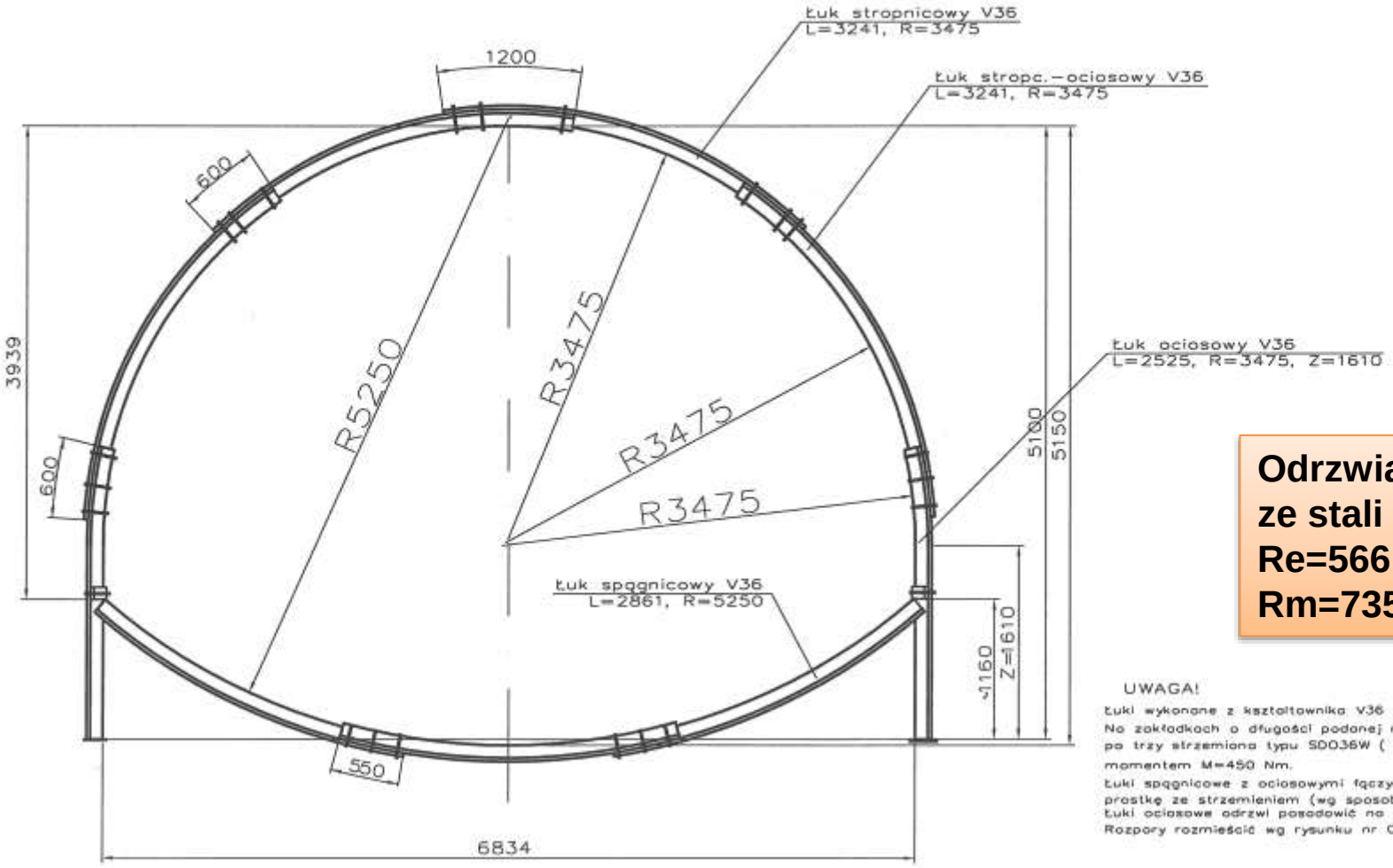




Obudowa stalowo -kotwowo -betonowa chodnika załadowczego i kieszeni skipowej szybu 2.1.

1

Odrzwia obudowy OŁW-1/V36/6/3/6,8mx5,1m

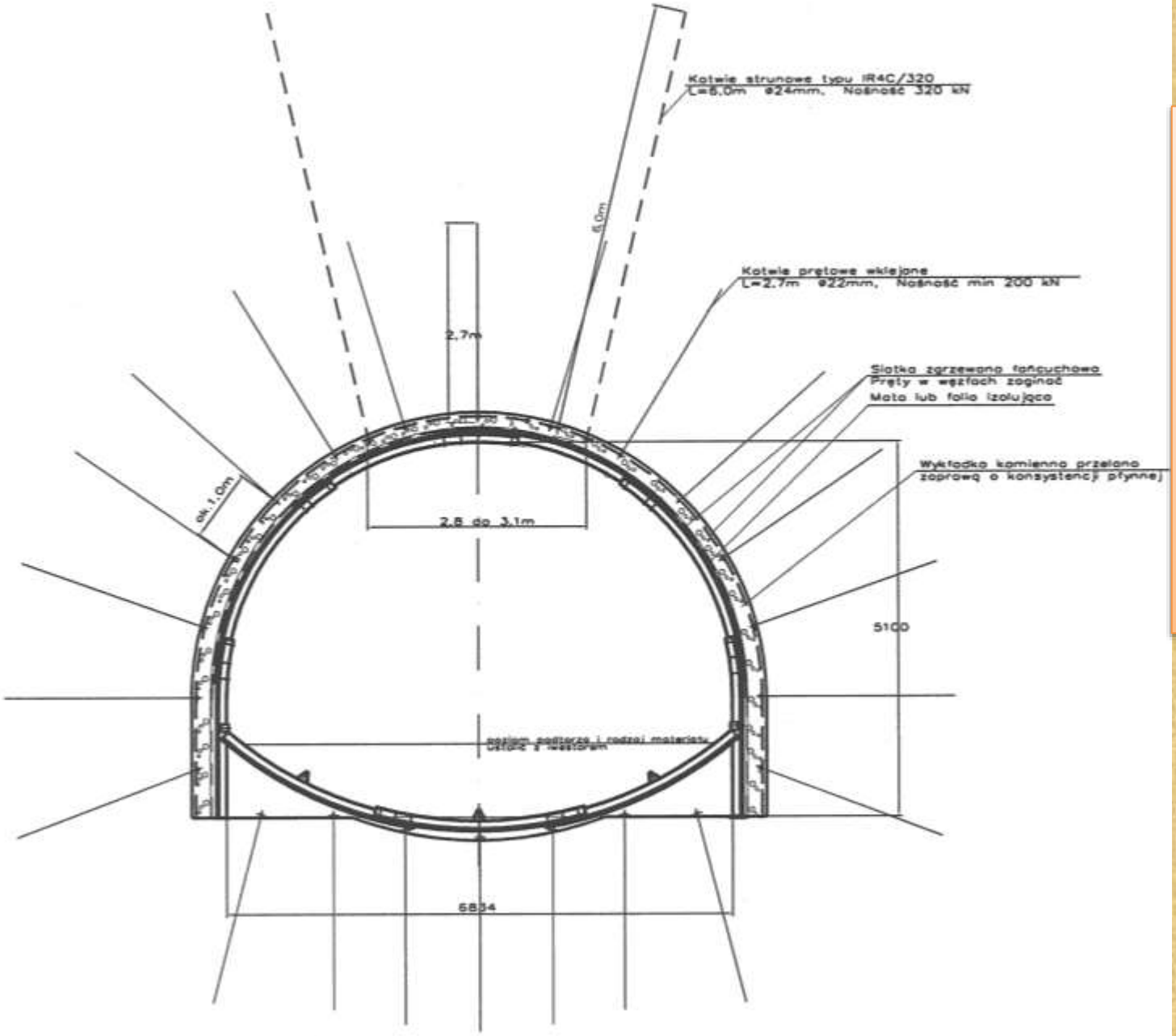


Odrzwia wykonane ze stali 31Mn4 +QT
Re=566 – 581 MPa
Rm=735 – 751 MPa

UWAGA!
Łuki wykonane z kształtownika V36 ze stali 31Mn4+QT (ul. ciepl.)
Na zakładkach o długości podanej na rysunku budować po trzy strzemiona typu SDO36W (wzmocnione) skręcone momentem M=450 Nm.
Łuki spągnicowe z ociosowymi łączyć na styk poprzez prostkę ze strzemieniem (wg sposobu stosowanego na kopalni)
Łuki ociosowe odrzwi posadowić na stopach podporowych stalowych
Rozpory rozmieścić wg rysunku nr CHZ–01–01

Rys.CHZ-01 Odrzwia stalowe obudowy OŁW-1/V36/6/3/6,8x5,1
dla chodnika załadowczego na odcinku 15,2m

Obudowa ostateczna chodnika załadowczego na odcinku 15,2m
o szerokości 6,8m i wysokości 5,1m



Odrzwia OŁW-1V36/6/3 /6,8x5,1 z kotwieniem krótkim I długim



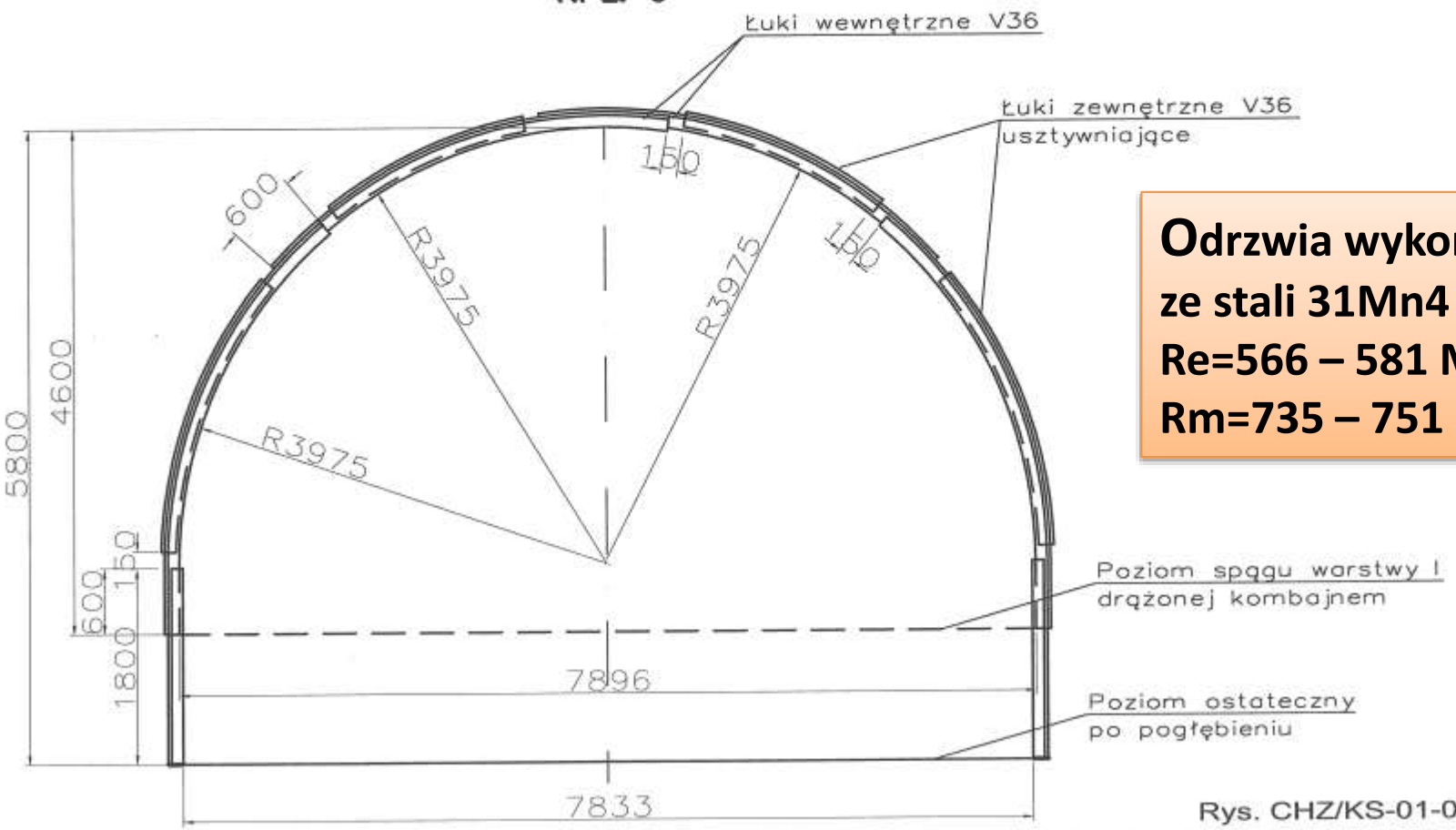
Widok odrzwi OŁW

5

OŁW–5/V36/6/7,8m x 5,8m bez spągownic

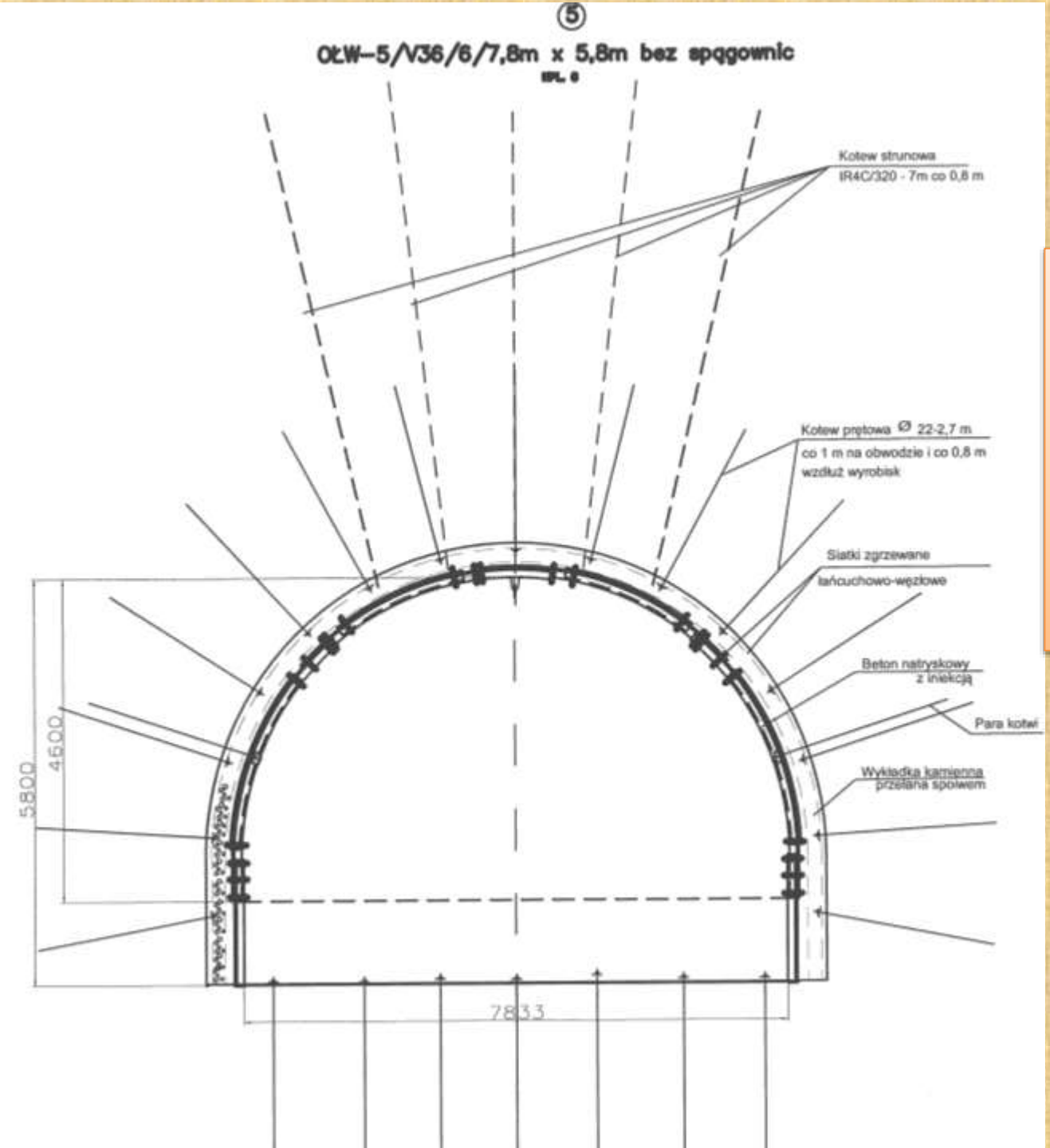
łuk dla ograniczenia podatności
(na rys. linia przerywana nad łukami)

KPL. 6



Odrzwia wykonane ze stali 31Mn4 +QT
Re=566 – 581 MPa
Rm=735 – 751 MPa

Rys. CHZ/KS-01-05
Odrzwia obudowy OŁW-5/V36/6/7,8x5,8
- bez spągownic

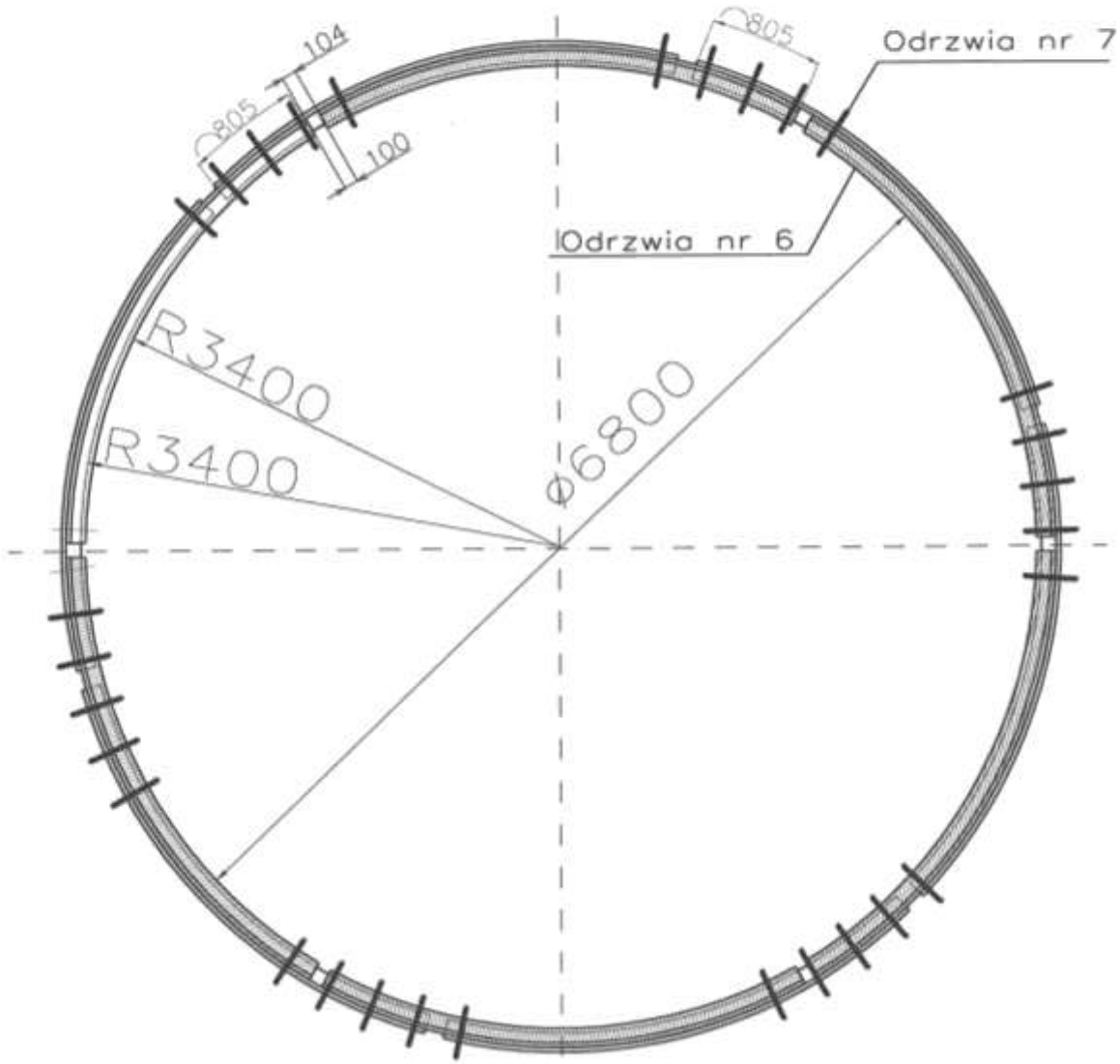


Odrzwia obudowy OŁW-5/V36/6/7,8x5,8 bez spągownic


⑤-7,8/5,8
⑤-7,8/5,8
④-7,8/6,6
④-7,8/6,6
④-7,8/6,6
④-7,8/6,6
④-7,8/6,6
④-7,8/6,6
③-7,8/6,6
③-7,8/6,6

Odrzwia obudowy kołowej
OŁK–6/7/2xV36/6/6,8m

KPL. 20



Odrzwia wykonane ze stali 31Mn4 +QT
Re=566 – 581 MPa
Rm=735 – 751 MPa

Odrzwia obudowy kołowej z o ograniczonej podatności z podwójnych kształtowników V36 w fazie montażu próbnego odrzwia OŁK-2V36/6/6,8

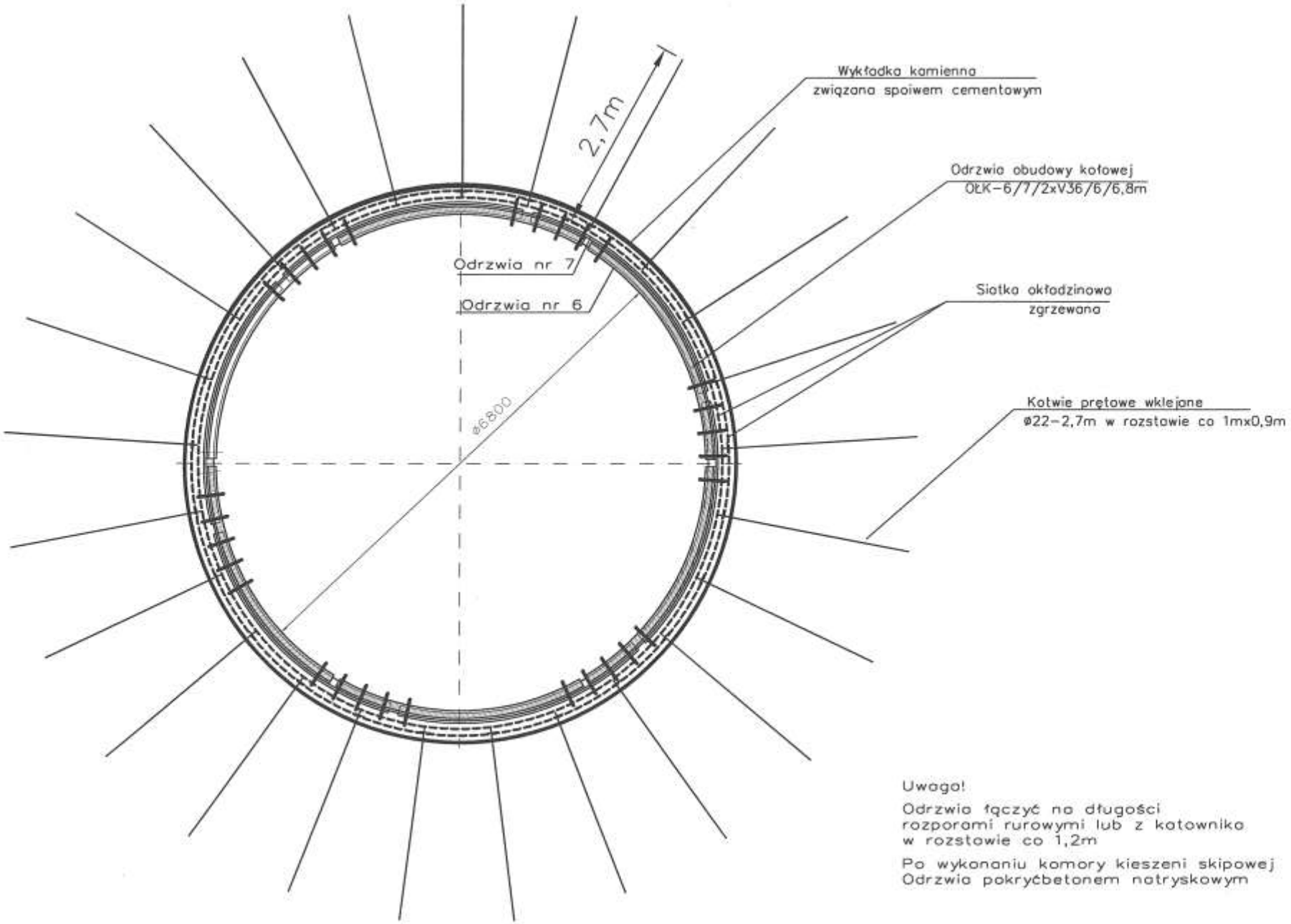




Podwójny kształtownik odrzwi obudowy OŁK-2V36/6/6,8



Upodatnienie odrzwi obudowy OŁK-2V36/6/6,8



Rys. KS-02 Odrzwia obudowy na długości kieszeni skipowej z obudową kotwiową i podsadzką spoiwem cementowym



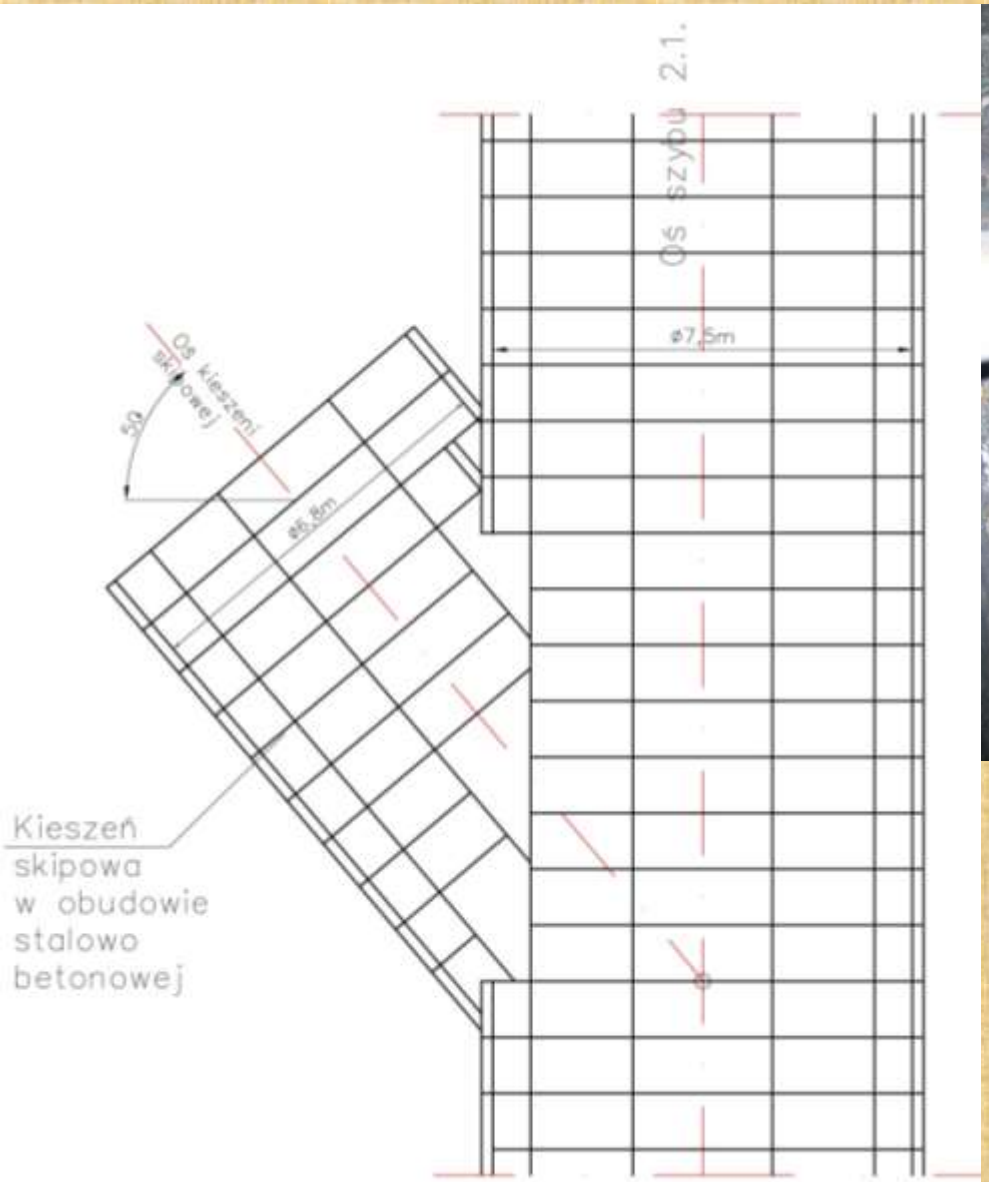
Zabudowa pierścieni kierunkowych w komorze skipowej



Dojście do komory skipowej od strony chodnika załadowczego w fazie realizacji



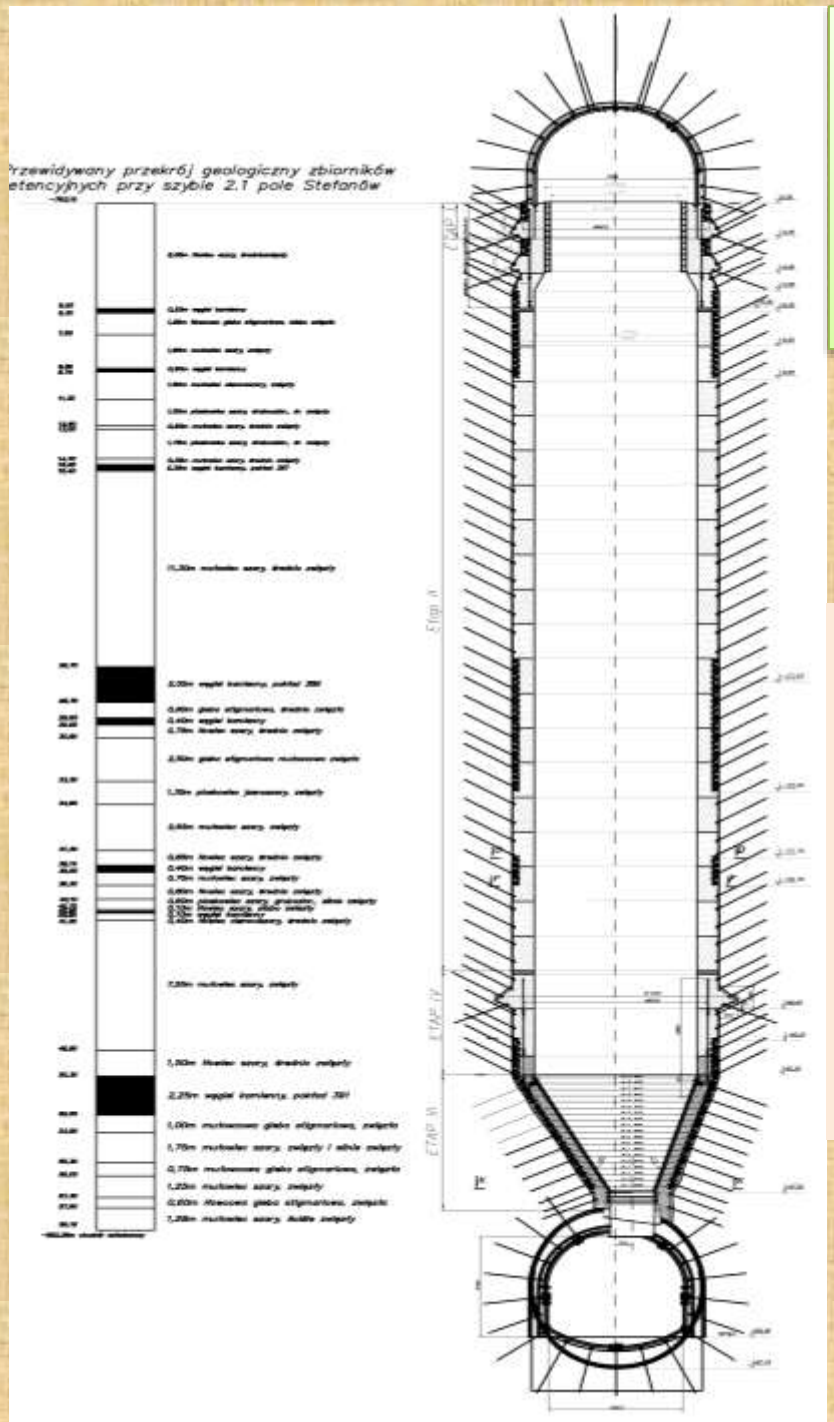
Komora skipowa po nałożeniu betonu natryskowego



Konstrukcja kieszeni skipowej od strony szybu w obudowie SB przy konstrukcji stalowej w postaci podwójnego płaszcza stalowego



Widok konstrukcji obudowy SB od strony szybu

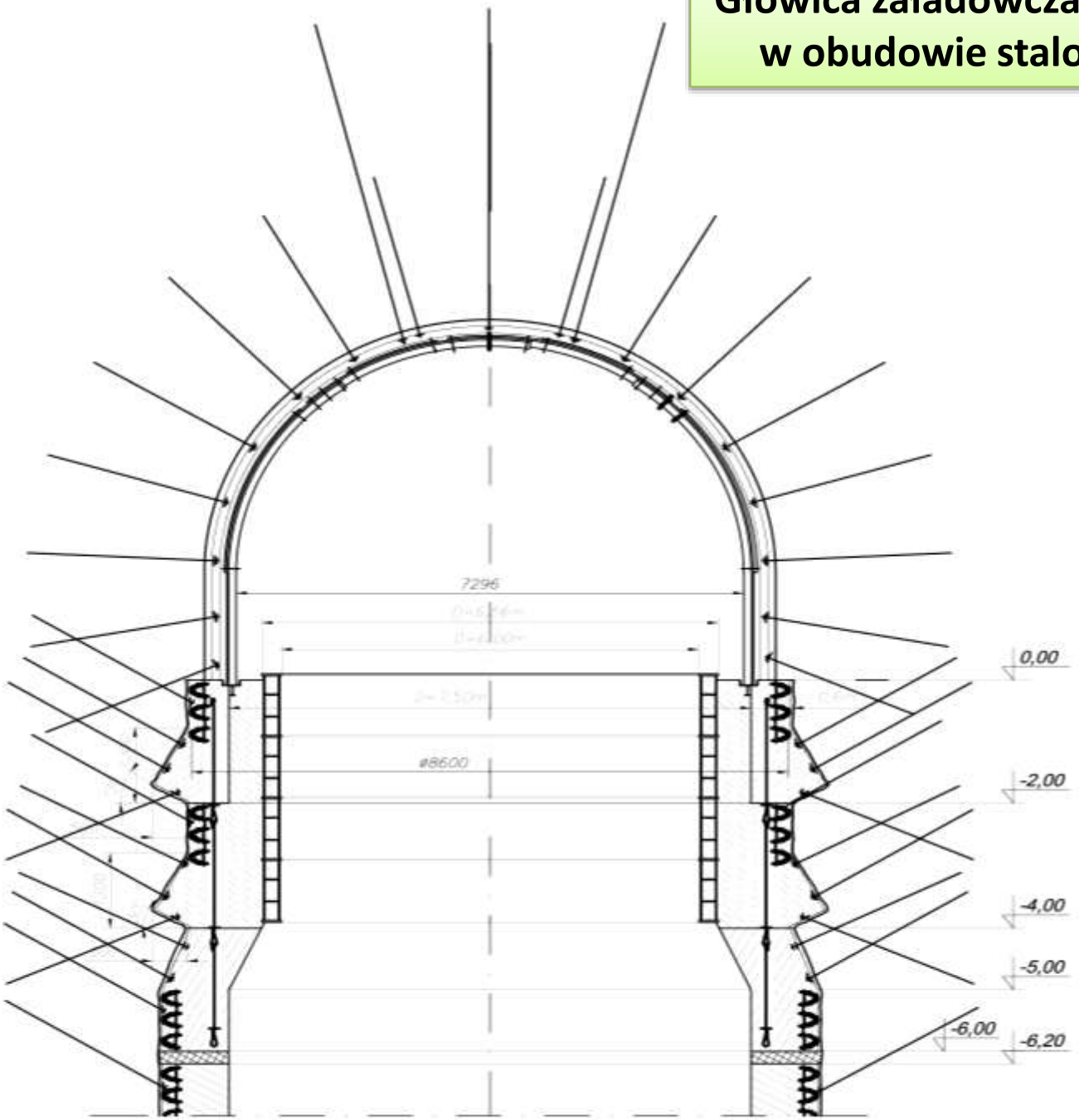


Przekrój przez zbiornik retencyjny o pojemności 2000 m^3 (średnica x wysokość Φ7,5x50m) w obudowie stalowo – kotwiowo - betonowej

Podstawowymi elementami zbiorników retencyjnych są:

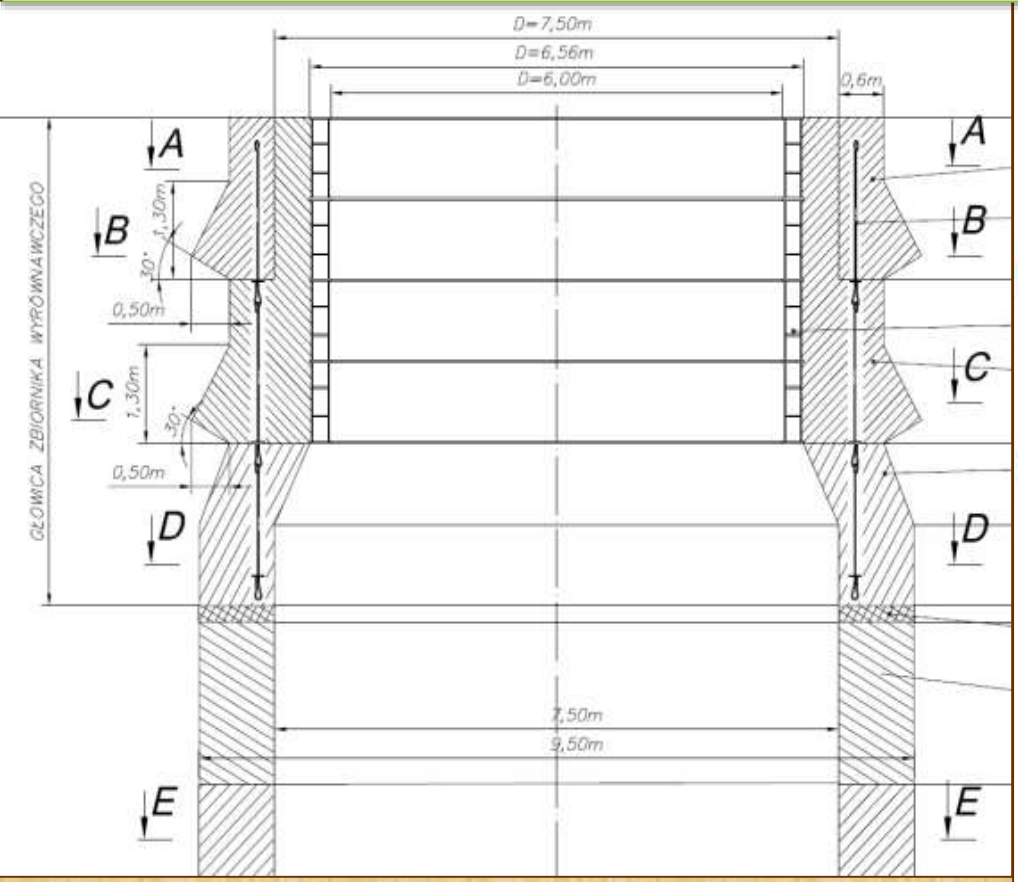
- komora załadowcza,
- głowica zbiornika,
- część cylindryczna,
- lej wysypowy,
- komora wyładowcza.

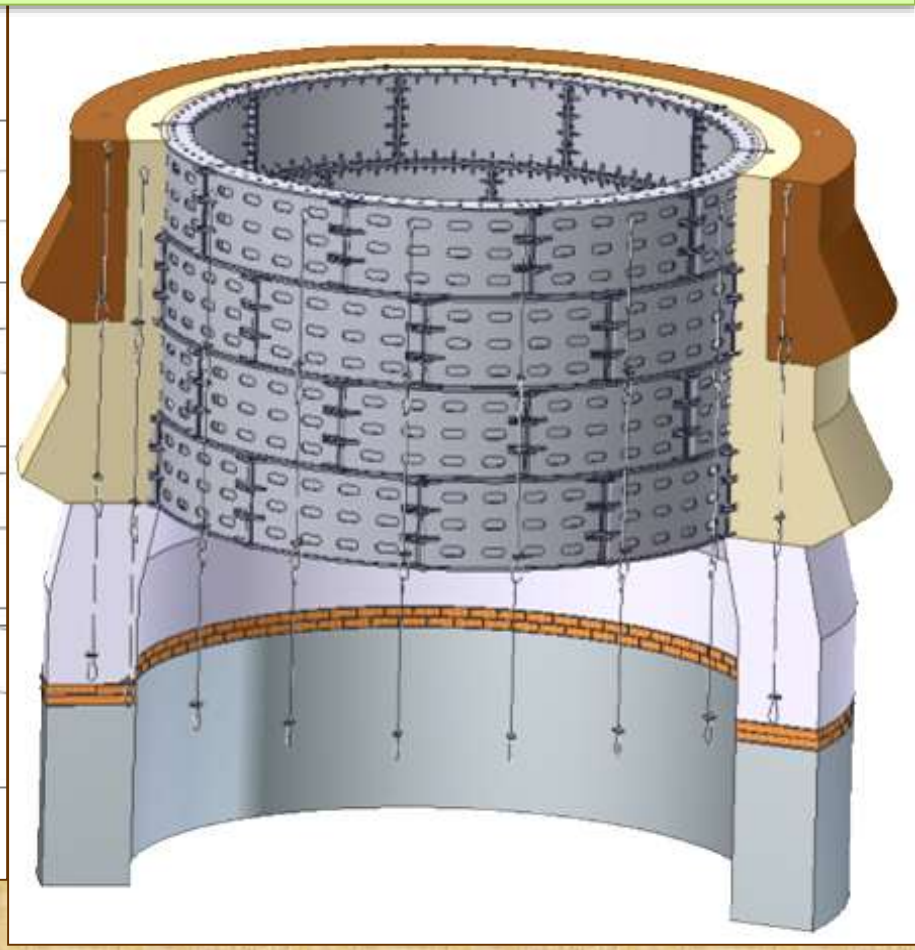
Głowica załadowcza zbiornika retencyjnego w obudowie stalowo – betonowej (SB)



Głowica zbiornika załadowczego w konstrukcji obudowy SKB z obudową na odcinku ok. 6,0m w segmentach stalowych

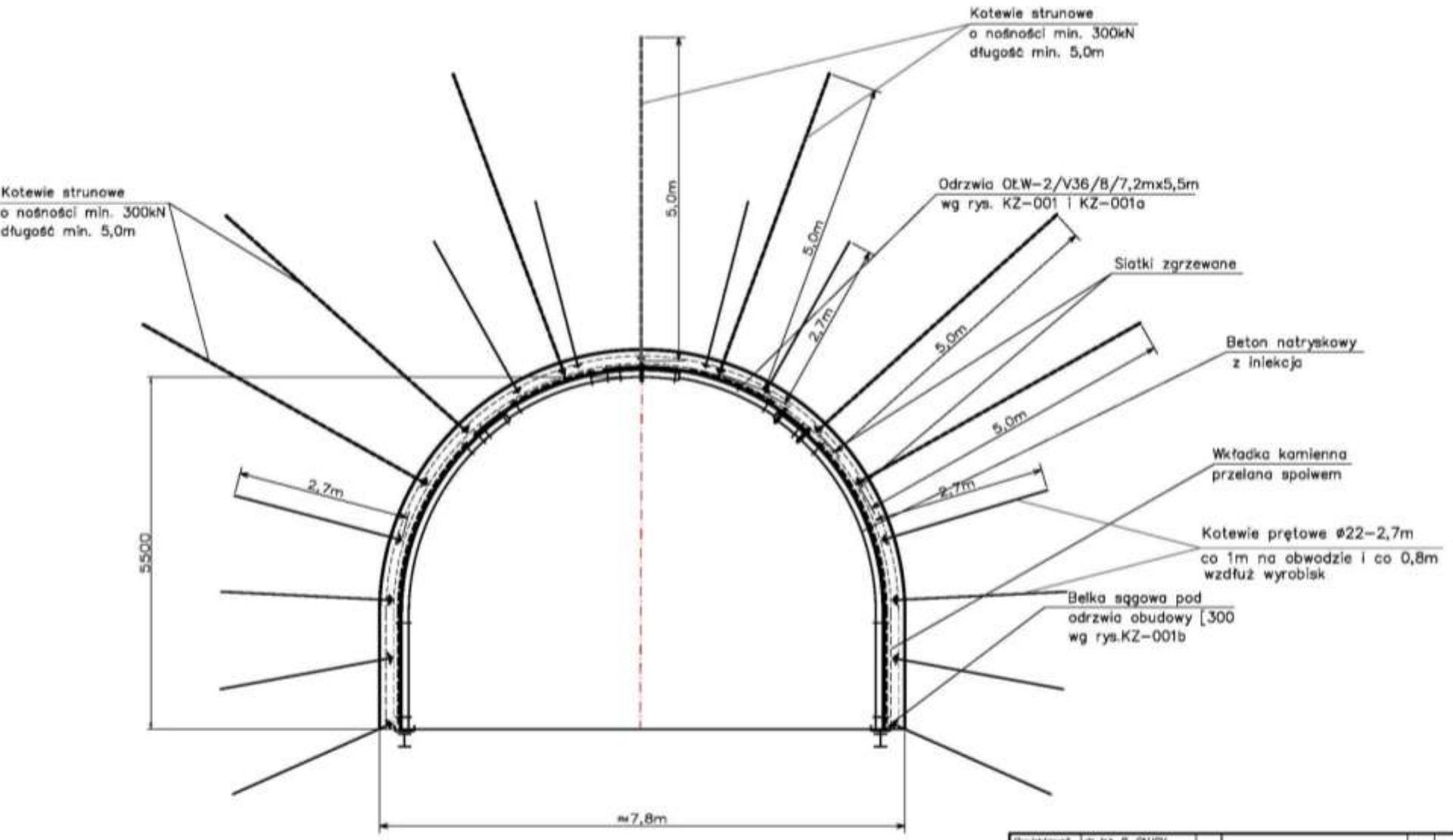
Głowica załadowcza zbiornika retencyjnego w obudowie stalowo – betonowej (SB)







Wykonywanie obudowy dwupłaszczowej w zbiorniku retencyjnym - segmenty po zmontowaniu i obetonowaniu na poziomie komory załadowczej



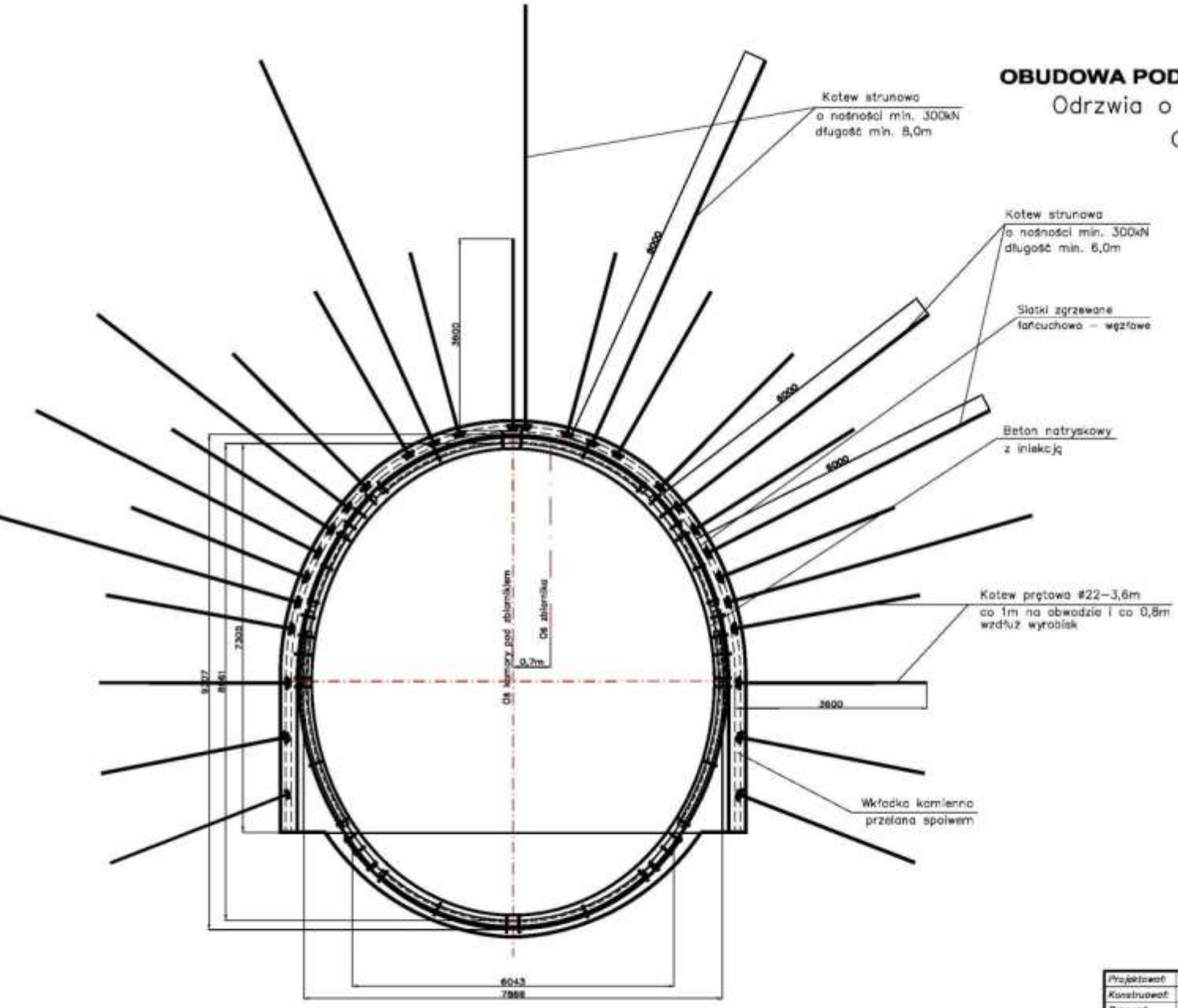
Obudowa komory załadowczej nad zbiornikiem retencyjnym

Projektował:	dr inż. P. GŁUCH	Podpis				Data
Konstruował:	dr inż. P. GŁUCH					
Rysował:	dr inż. P. GŁUCH					
Sprawdził:	mgr inż. W. LEKAN					
Materiał	Masa (kg):	Format: A3	Arkusz: 1	L.ark. 1	Nr projektu:	

ZESPÓŁ PROJEKTOWY

Nazwa rysunku: Zbiornik retencyjny Komora załadowcz Obudowa podporow

Numer rysunku: KZ-003



Obudowa komory wyładowczej pod zbiornikiem retencyjnym

Projektował:	dr inż. P. GŁUCH	Podpis				
Konstruował:	dr inż. P. GŁUCH					
Rysował:	dr inż. P. GŁUCH					
Sprawdził:	mgr inż. W. LOKAN					
Podkładka:	Materiał:	Masa (kg):	Format: A3	Arkusz: 1	L.ark. 1	Nr proj.

ZESPÓŁ

Nazwa rysunku: Zbiornik ret… Komora wyładowczo po… Obudowa podparowa – … OE9,0x7,8m/2V36

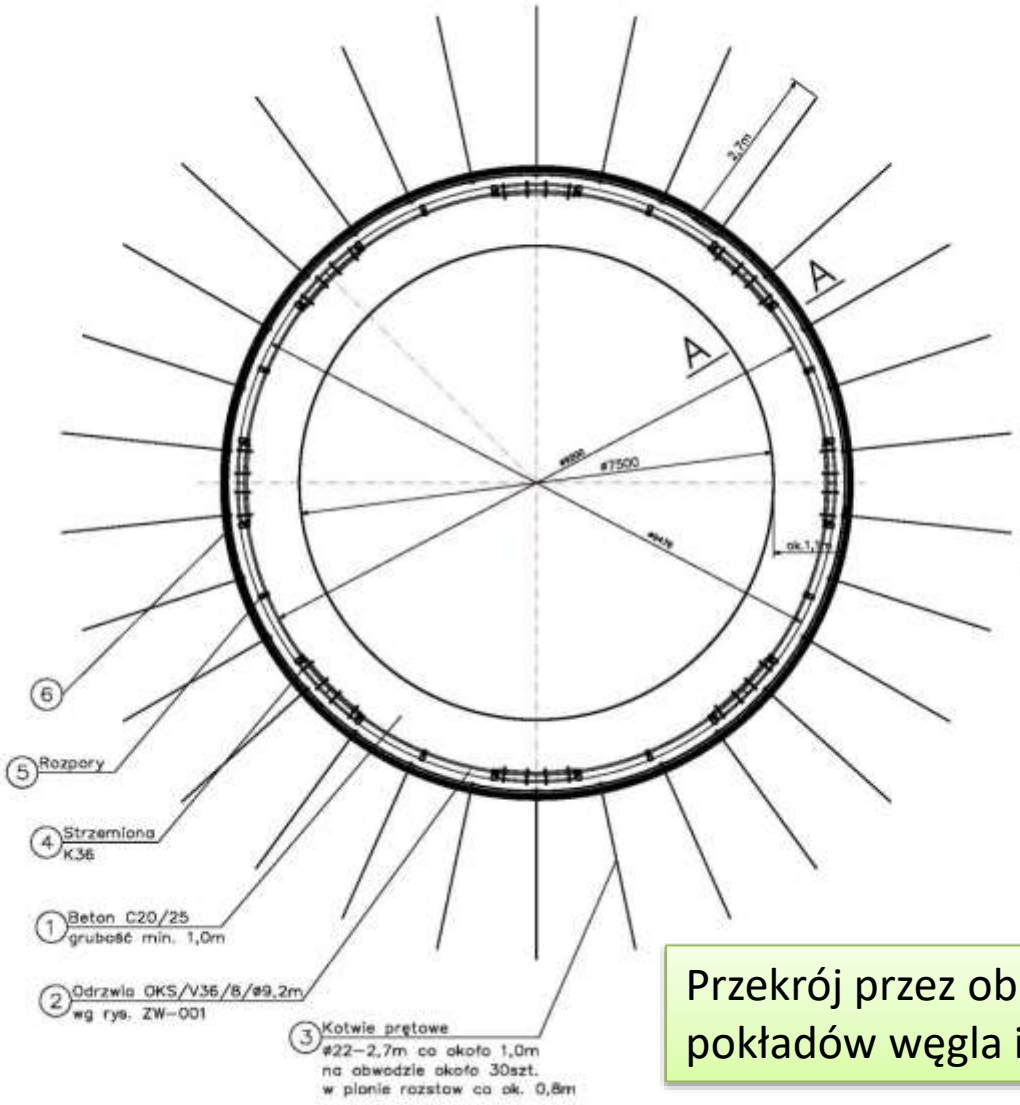


Komora nad zbiornikiem retencyjnym w fazie realizacji

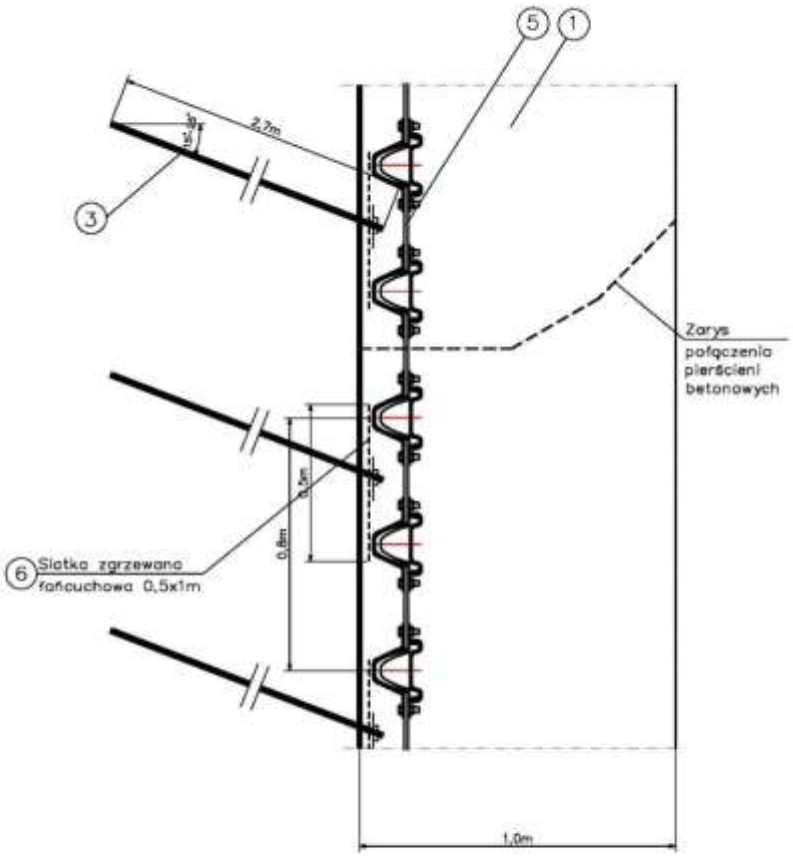


Widok obudowy ostatecznej komory pod zbiornikiem retencyjnym

Część cylindryczna zbiornika
na odcinkach pokładów węgla i skał słabych



A — A



Przekrój przez obudowę zbiornika retencyjnego na odcinku pokładów węgla i słabych skał ilastych

ZESPÓŁ PROJEKTOWY

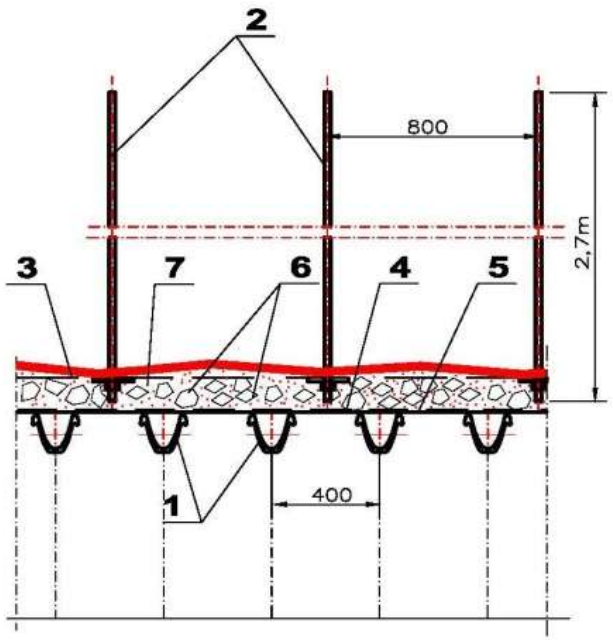
Zbiornik retencyjny 1/5, 2/5, 3/5
Część cylindryczna
Obudowa na grubości pokładów węgla i skał słabych

Numer rysunku: ZW-01



Zbiornik retencyjny – widok ogólny

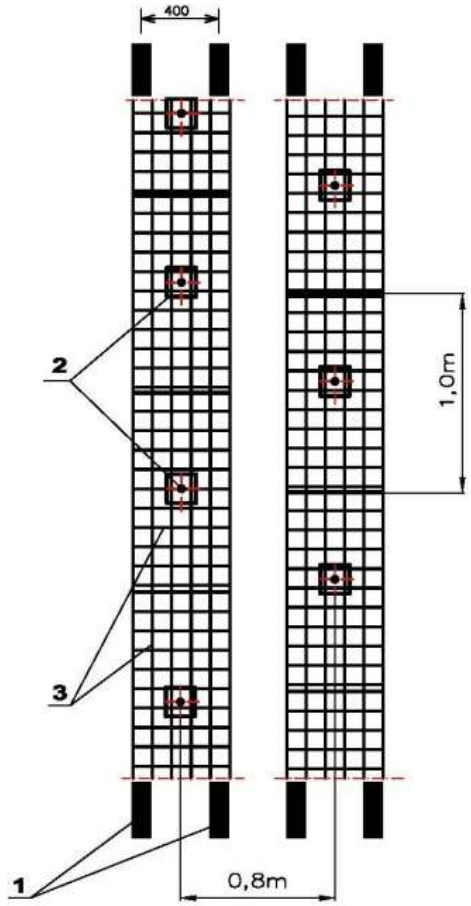
Ogólny przekrój przez obudowę



LEGENDA

1. Odrzwia obudowy OŁW–2/V36/6/7,2x5,5m co 0,4m
2. Kotew prętowa ø22–2,7m co 1m x 0,8m
3. Siatka zgrzewana zewnętrzna łańcuchowa o szerokości 0,5m
4. Siatka okładzinowa zgrzewana
5. Mata lub folia
6. Wykładka kamienna
7. Spoiwo cementowe

Fragment rozwinięcia po obwodzie przy siatkach zgrzewanych łańcuchowych o szerokości 0,5m



UWAGA

Kotwie prętowe ø22–2,7m budować z siatką zgrzewaną w otworach ø28mm na minimum trzech ładunkach klejowych 3x0,6m o średnicy ø24mm typu LOKSET
Należy zapewnić naciąg kotwi tak aby zlikwidować wszelkie luzy, a siatka przylegała do skały.
Dopuszcza się stosowanie siatek zgrzewanych łańcuchowych o szerokosci 0,5m budowane w rzędach co
Siatki między sobą należy łączyć z odgięciem haków
W rozwiązaniu tym między siatkami pozostaje przerwa o s

Rozwiązanie obudowy specjalnej podporowo – kotwiowej.
Wykładka za obudową jest podsadzana spoiwem cementowym,
Dodatkowo stosuje się kotwienie kotwiami wysokimi,
Na odrzwia nakłada się beton natryskowy,
Prowadzi się iniekcję za obudową.

Steel-rockbolt-concrete lining in main headings at large depths in STEFANÓW panel of LW “BOGDANKA” mine

Abstract: A large depth of the established workings and – in case of main headings – the requirement of long-term operation, calls for the search of new solutions or the improvement of the existing lining solutions. It is not only the structure of the lining of the heading that is significant, but also the technology of both driving the heading and the assembly of the lining. Based on the experience of many years pertaining to the construction and maintenance of headings in the "BOGDANKA” and “NADRYBIE” panels, a modern system of steel-rockbolt-concrete linings was developed for the application in large-size chambers over and below the retention tanks, conveyor headings loading the skip pocket, in the skip pocket and other headings.

The low strength parameters of rocks surrounding the headings called for the reinforcement of the highly laminated rock mass using low roof bolting and special arch supports with limited yielding capacity, made of highly durable steel, long injection bolting (8 to 10 m length), using shotcrete on the supports, conducting injection for bonding the supports and the rock mass. With regards to the time of existence of the headings driven in years 2008 ÷ 2012, their good condition without signs of technical wear has been observed, which allows for a positive assessment of their long-time operation.

The article concerns geological and mining conditions, the location of headings, the structures of the support solutions, the technology of the supports, the conducted author’s supervision, the results of the underground observations, further application perspectives and the possible improvements (reinforcement) of the applied solutions.

Dziękuję za uwagę

Opracowanie oraz analiza kinematyki układu roboczego samojezdnej maszyny wiercącej

Jacek Karliński
Katedra Konstrukcji i Badań Maszyn, Wydział Mechaniczny, Politechnika Wrocławska

Paulina Działak
Katedra Konstrukcji i Badań Maszyn, Wydział Mechaniczny, Politechnika Wrocławska

Jacek Bałchanowski
Katedra Inżynierii Biomedycznej, Mechatroniki i Teorii Mechanizmów, Wydział Mechaniczny, Politechnika Wrocławska

Sławomir Wudarczyk
Katedra Inżynierii Biomedycznej, Mechatroniki i Teorii Mechanizmów, Wydział Mechaniczny, Politechnika Wrocławska

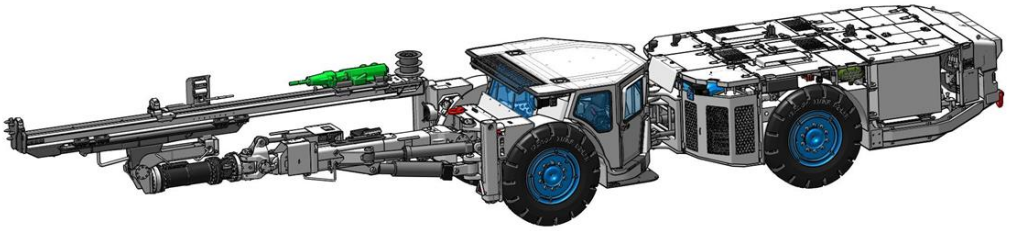
STRESZCZENIE: Samojezdne maszyny wiercące znajdują szerokie zastosowanie w górnictwie oraz w budowie tuneli drogowych. Ich zadaniem jest wiercenie otworów w skale, w których następnie umieszczane są ładunki wybuchowe. Istotną cechą decydującą o własnościach eksploatacyjnych tego typu maszyn jest możliwość wiercenia otworów strzałowych zgodnie ze zdefiniowaną metryką strzałową. Dokładność rozmieszczenia oraz odchylenie kątowe otworów strzałowych decyduje o wielkości zabioru oraz rozdrobnieniu skał. W pracy przedstawiono wyniki analiz kinematyki układu roboczego samojezdnej maszyny wiercącej przeznaczonej do prac w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A. Określono czynniki konstrukcyjne wpływające na dokładność prowadzenia masztu wiertniczego. Omówiono cechy opracowanego układu roboczego o polu pracy wynoszącym 45m^2.

SŁOWA KLUCZOWE: bezpieczeństwo operatorów, FOPS, ROPS, analiza numeryczna

1. WPROWADZENIE

W komorowo-filarowych systemach wydobycia KGHMu złoże rozcina się komorami i pasami o szerokości około 7 m i wysokości do 5 m. Szerokość wyrobisk w fazie rozcinki wynosi do 7 m. Wysokość wyrobisk w fazie rozcinki uzależniona jest od miąższości eksploatowanego złoża oraz wymogów ruchowych pracujących maszyn samojezdnych i wynosi do 4,5 m [1, 2] . Prace wiertnicze wykonywane są wyspecjalizowanymi samojezdnymi maszynami górniczymi-wiertnicami, stosowanymi również w budowie tuneli drogowych. Ich zadaniem jest wiercenie

otworów strzałowych w skale, w których następnie umieszczane są ładunki wybuchowe. Wspólną cechą tych maszyn jest umieszczony w przedniej części organ (lub organy) roboczy, na którym osadzona jest maszt wiertniczy z wiertarką (rys. 1).



Rys. 1. Samojezdny wóz wiercący Face Master 1,7L
Figure 1. Mobile mining machine Face Master 1.7L

Różnorodność budowy tego typu maszyn oraz ich wyposażenia wyniki ze specyfiki zastosowania tych maszyn. W zależności od typu kopalni, maszyny te muszą spełniać określone wymagania [3]. W zastosowaniu w warunkach górniczych, głównymi kryteriami doboru wiertnicy są: wymiary gabarytowe maszyny (długość szerokość i wysokość), minimalny promień skrętu oraz określone pole pracy wiertarki. W przypadku zastosowania tych maszyn w budowie tuneli wymagania koncentrują się głównie na możliwie szerokim polu pracy. Obecnie wspólnym wymaganiem, dla wszystkich tego typu maszyn, jest możliwość utrzymania równoległości dla wszystkich wierconych otworów w całym polu pracy, co zapewnia wykonanie otworów strzałowych zgodnie z określoną metryką, w sposób automatyczny lub półautomatyczny, a w przypadku sterowania organem przez operatora, znacząco skraca czas ustawienia masztu względem przodka [3, 4].
W pracy przedstawiono metodologię oraz wyniki prac związanych z opracowaniem kinematyki układu roboczego samojezdnego wozu wiercącego o założonym polu pracy 8,4 x 5,6 m, który jest dostosowany do warunków eksploatacyjnych KGHMu [1, 2].
Pracę wykonano w ramach Programu Operacyjnego Inteligentny Rozwój w projekcie pt.: „Nowa generacja modułowych maszyn, wiercącej i kotwiącej, z napędami bateryjnymi, przeznaczonych do pracy w podziemnych kopalniach rud miedzi i surowców mineralnych” nr umowy POIR.01.01-00D0011/16-00, którego celem jest opracowanie, wykonanie i wdrożenie innowacyjnych samojezdnych maszyn górniczych z napędem bateryjnym przeznaczonych do wiercenia oraz kotwienia.
Przeprowadzone prace w swoim zakresie obejmowały opracowanie układu kinematycznego organu roboczego, przy uwzględnieniu uwarunkowań eksploatacyjnych oraz możliwości technicznych wykonania poszczególnych podzespołów.
Zakres pracy obejmował:

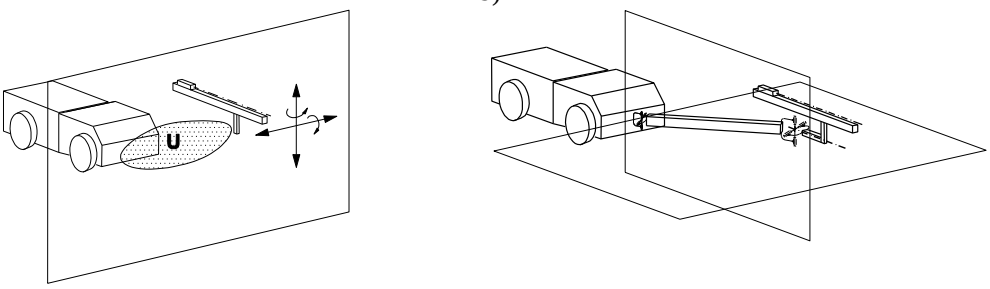
- syntezę strukturalną organu roboczego,
- opracowanie kinematyki organu roboczego,
- syntezę geometryczną organu roboczego,
- wyznaczenie konfiguracji osobliwych,
- przeprowadzenie badań symulacyjnych,
- wyznaczenie pół pracy wraz z wyznaczeniem błędów prostowodów.

2. SYNTEZA STRUKTURALNA

2.1. *Identyfikacja problemu*

Proces wiercenia wymaga ustawienia końcówki wiertła w dowolnym punkcie pola pracy oraz ustawienia żądanej orientacji osi narzędzia. Podstawowym wymaganiem dla pracy wiertnicy jest przemieszczanie osi wiertła w polu pracy, które jest definiowane jest jako fragment płaszczyzny równoległej do czoła maszyny (rys. 2a.) [3].

a) b)



Rys. 2. Wymagane stopnie swobody ramy wiertarki a) oraz schemat kinematyczny mechanizmu wysięgnika wiertnicy b)
Figure 2. Required degrees of freedom of the drill unit frame a) and kinematic scheme of the drilling rig boom b)

Ze strukturalnego punktu widzenia element wykonawczy powinien dysponować czterema stopniami swobody (W = 4) - przemieszczenia wzdłuż osi z i y oraz rotacje wokół osi przemieszczeń. Ruchliwość teoretyczną ogólnie można zapisać jako:

$$W = W_b + W_c + W_U \tag{1}$$

gdzie:

W – ruchliwość teoretyczna,

W_b – ruchliwość członu biernego,

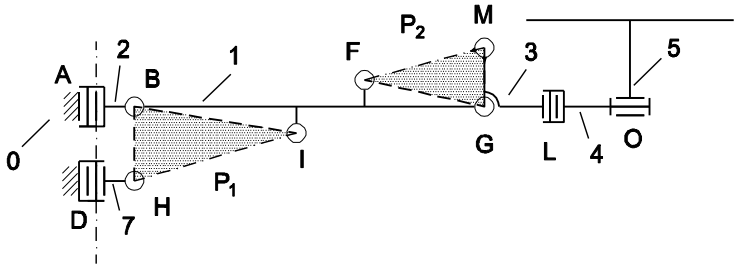
W_c – ruchliwość członów czynnych,

W_U – ruchliwość łańcucha pośredniczącego.

Synteza strukturalna według równania (1) może być prowadzona przy różnych założeniach. Odpowiedni ich dobór ogranicza liczbę rozwiązań i pozwala na łatwiejsza ich selekcję.
Wytypowany schemat strukturalny jest podstawą do określenia możliwych schematów kinematycznych. Para kinematyczna II klasy może mieć różną postać. Biorąc pod uwagę kryteria konstrukcyjne i eksploatacyjne zrezygnowano z par charakteryzujących się ruchem translacyjnym. Kierując się prostotą rozwiązania wstępnie przyjęto, że wysięgnik połączony jest z korpusem maszyny oraz z ramą wiertarki, za pomocą par uniwersalnych (przeguby Cardana). Takie rozwiązanie umożliwia ustawienie końcówki wiertła w dowolnym punkcie pola pracy przy zachowaniu żądanej orientacji jego osi (rys. 2b) [3].

2.2. *Omówienie wyników syntezy strukturalne*

Przedstawiony (rys. 2b) schemat kinematyczny spełnia jedynie warunek żądanych stopni swobody, którymi musi dysponować rama wiertarki. Warunki eksploatacyjne maszyny powodują, że bezpośrednie wymuszenia ruchu w parach obrotowych nie są technicznie możliwe do zrealizowania. Zatem kolejnym etapem syntezy jest zdefiniowanie mechanizmów wymuszających ruch w parach obrotowych, które na wstępnym etapie syntezy traktowane były jako pary czynne. Ze względu na występowanie wysokich wartości momentów przyjęto, że wymuszenia kinematyczne będą realizowane przy wykorzystaniu siłowników hydraulicznych [3].
Umieszczenie punków mocowania siłownika pomiędzy sąsiadującymi członami połączonymi parą obrotową wymusza konieczność zwiększenia wymiarów gabarytowych krzyży par uniwersalnych. Jest to szczególnie niekorzystne w przypadku pary łączącej wysięgnik z korpusem maszyny, gdzie występują duże siły oddziaływania. Rozwiązaniem tego problemu konstrukcyjnego jest zastosowanie rozsunięcia osi pary uniwersalnej poprzez zastąpienie krzyża odpowiednim członem pośredniczącym. Dodatkową zaletą tego rozwiązania jest fakt, że odległość między osiami jest parametrem, którego wartość można dobierać i dzięki temu wpływać na cechy kinematyczne oraz wytrzymałościowe organu roboczego.
Pełny schemat kinematyczny mechanizmu wysięgnika oraz warunków geometrycznych po uzupełnieniu o człony napędowe przedstawiono na rysunku 3 [3]. W przypadku siłownika odpowiadającego za podnoszenie ramy wiertarki przyjęto inne rozwiązanie niż w pozostałych przypadkach. Jest to spowodowane faktem, że siłownik ten, jako jedyny umieszczony jest między sąsiednimi członami tworzącymi parą obrotową. O wyborze takiego rozwiązania zdecydowały względu konstrukcyjne.

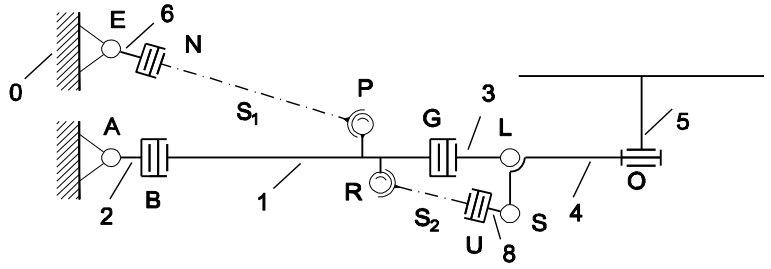


Rys. 3. Schemat kinematyczny mechanizmu oraz warunek otrzymania prostowodu dla podnoszenia wysięgnika wiertnicy FM 1.7 LE
Figure 3. Kinematic scheme and the condition to receive the straight line mechanism for lifting of the FM 1.7 LE drilling rig boom

Przyjmując współosiowość par A i D mechanizmy podnoszenia wysięgnika i obrotnika pozostają zawsze w jednej płaszczyźnie. W ruchu płaskim, dla otrzymania prostowodu, trójkąty ΔHBI oraz ΔMGF muszą zawsze być podobne, a skala podobieństwa jest równa wartości współczynnika hydraulicznego siłowników P1 (HI) i P2 (FM) - Wp. Wymiary i orientacja tych trójkątów może być dowolna. Pozwala to, w procesie projektowania punktów mocowania siłowników uwzględniać dodatkowe kryteria konstrukcyjne – zmniejszanie naprężeń, odpowiedni dobór kątów przełożenia, unikanie kolizji czy też technologiczność konstrukcji oraz dobór siłowników o znormalizowanych wymiarach. Przy projektowaniu punktów mocowania siłowników należy zwrócić szczególną uwagę na spełnienie warunku podobieństwa dla minimalnej długości rzeczywistych siłowników.

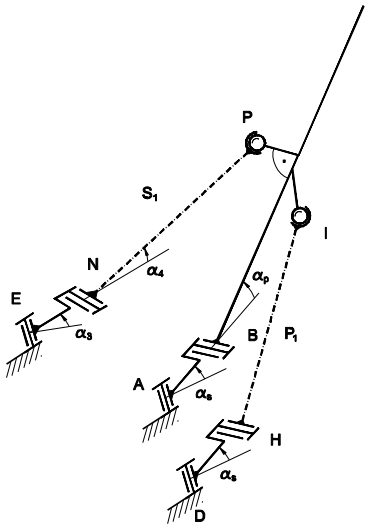
$$L_{\min P2} \geq W_p \cdot L_{\min P1} \tag{2}$$

Niespełnienie warunku (2) skutkuje otrzymaniem rozwiązania teoretycznego lub wymaga specjalnego wykonania siłownika podnoszenia obrotnika P2. Podobnie należy postępować w przypadku prostowodu skrętu (rys. 4) [3, 4].



Rys. 4. Schemat prostowodu skrętu (rzut z góry) wysięgnika wiertnicy FM 1.7 LE
Figure 4. Scheme of the turning streight line mechanism (top view) of a FM 1.& LE drilling rig boom

Cechą charakterystyczną mechanizmu skrętu wysięgnika jest to, że podczas podnoszenia wysięgnika (obrót w parze B) następuje jego obrót wokół osi pary A. Zjawisko to występuje przy zachowaniu stałej długości siłownika skrętu S1 (rys. 4). Konsekwencją, jest brak możliwości utrzymania osi wysięgnika w jednej płaszczyźnie podczas jego podnoszenia. Opisywana sytuacja nie występuje jedynie w konfiguracjach, w których osie par B i N leżą na jednej prostej. Teoretycznie są dwie takie konfiguracje, ale ze względów konstrukcyjnych, w przypadku projektowanego mechanizmu skrętu, żadna z nich nie występuje.
Przyczynę z której, podnoszenie wysięgnika nie odbywa się w jednej płaszczyźnie (przy dla ustalonej długości siłownika S1 zobrazowano na rys. 5. Podczas podnoszenia wysięgnika punkt P znajduje się na trajektorii będącej okręgiem o promieniu BP' i środku leżącym na osi pary B. Zachowanie osi wysięgnika w jednej płaszczyźnie wymaga, aby odległość EP odpowiednio zmieniała się w funkcji kąta podnoszenia wysięgnika EP = f(α_p). Z drugiej strony odległość EP jest wynikiem stałej długości odcinka EN i siłownika S1. Spełnienie obu tych warunków dla dowolnej stałej wartości kąta skrętu α_S nie jest możliwe. Poprzez odpowiedni dobór wymiarów podstawowych można jedynie minimalizować to niekorzystne zjawisko. Analogiczna sytuacja ma miejsce w przypadku mechanizmu odpowiadającego za ruch obrotnika względem wysięgnika.
Ostatecznie kierując się kryterium ograniczającym wartości błędów prostowodności, jak również względami konstrukcyjnymi dobrano punkty mocowania siłowników skrętu wysięgnika, obrotnika oraz przyjęto pozostałe wymiary prostowodu skrętu. W procesie tym szczególną uwagę zwracano, aby układ kinematyczny nie osiągał konfiguracji osobliwych.
Określone powyżej parametry geometryczne wiertnicy FM 1.7 LE spełniają wszystkie narzucone parametry i założenia projektowe. Jak wykazano, stworzone prostowody skrętu i podnoszenia nie są ze względu na przyjęte ograniczenia techniczne układami idealnymi i mogą wnosić podczas ruchu w założonym polu pracy pewne błędy prostowodności Δy i Δz mierzone w płaszczyznach skrętu i podnoszenia. W związku z tym wyznaczone parametry geometryczne zostały zweryfikowane na drodze numerycznych badań symulacyjnych w systemie do analizy dynamicznej układów wieloczłonowych typu MSC Adams czy LMS DADS.



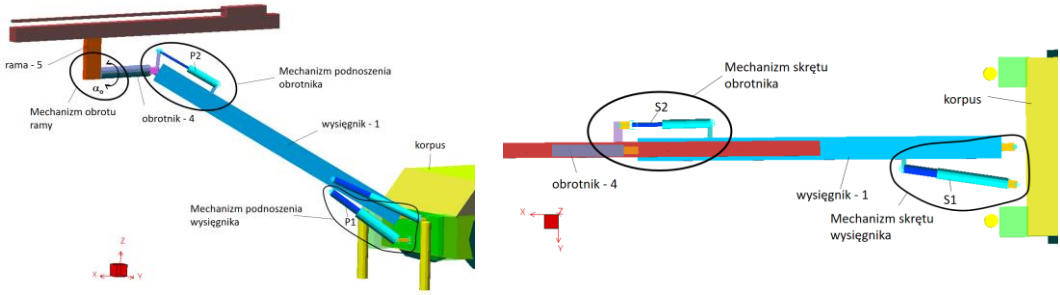
Rys. 5. Przestrzenny schemat kinematyczny mechanizmu podnoszenia i skrętu wysięgnika wiertnicy FM 1.7 LE
Figure 5. Spatial kinematic scheme of the lifting and turning mechanisms of the FM 1.7 LE drilling rig boom

3. BADANIA SYMULACYJNE

Na potrzeby dalszych badań, dla opracowanej kinematyki organu roboczego projektowanego wozu wiercącego FM 1.7LE, został zbudowany pełny model symulacyjny ze zdefiniowanymi siłownikami skrętu i podnoszenia wysięgnika pracującymi w układach prostowodów (rys. 6) [3]. Do przeprowadzenia badań symulacyjnych wybrano system LMS DADS. Model ten posłużył do badania układu pod kątem występowania położeń osobliwych, oraz do analizy błędów Δy i Δz prostowodności oraz do określenia dokładnych granic pola pracy wiertnicy.
Człony mechanizmów podczas pracy mogą przyjmować położenia nieokreślone kinematycznie. Takie pozycje mechanizmu nazywa się powszechnie bądź konfiguracjami osobliwymi, bądź położeniami osobliwymi. Konfiguracja osobliwa układu mechanicznego to taka, w której zachowania systemu nie można przewidzieć (nie można wyznaczyć). Układ doprowadzony do położenia osobliwego zmienia swoje właściwości dynamiczne i kinematyczne (ruch przestaje być kontrolowany). Wartości niektórych parametrów (sił, prędkości i przyśpieszeń) stają się nieokreślone bądź dążą do nieskończoności. Pochodne równań więzów układu mechanicznego w takim położeniu wykazują matematyczną osobliwość, nie mają rozwiązania. W pobliżu konfiguracji osobliwej, małe zmiany parametrów wejściowych (prędkości, sił) mogą przynieść duże zmiany parametrów wyjściowych (bądź odwrotnie). W niektórych przypadkach zajęcie przez człony mechanizmu położeń osobliwych ze względu na znaczny wzrost sił może doprowadzić do zniszczenia lub uszkodzenia układu. Podczas projektowania powinno się bezwzględnie uwzględnić położenia osobliwe i nie dopuszczać układu do przyjmowania takich konfiguracji. Stąd jednym z szeroko rozważnych i istotnych problemów projektowania jest wyznaczanie konfiguracji mechanizmów oraz analiza zachowania mechanizmów w położeniach osobliwych. W opracowanym układzie kinematycznym tak dobrano wymiary członów

oraz napędów, aby dla kinematyki zapewniającej osiągnięcie zdefiniowanego pola pracy nie występowały położenia osobliwe.

a) b)

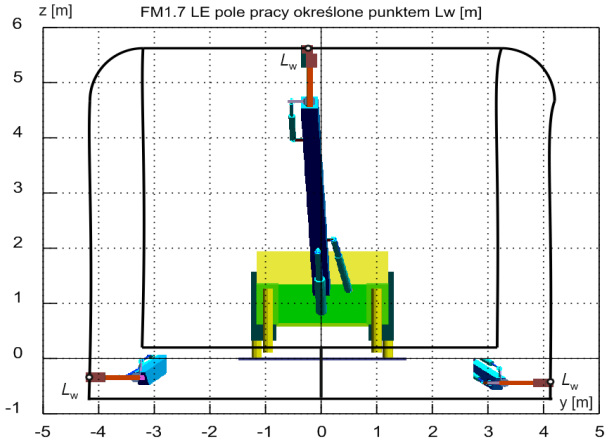


Rys. 6. Widok modelu bryłowego wiertnicy FM 1.7 LE a) mechanizmy: podnoszenia wysięgnika, podnoszenia obrotnika i obrotu ramy b) widok z góry modelu z zaznaczonymi mechanizmami: skrętu wysięgnika i skrętu obrotnika

Figure 6. Solid model of the FM 1.7 LE drilling rig a) boom lifting, turntable lifting and frame rotation mechanisms, b) top view of the model with marked mechanisms of the boom and turntable rotation

2.1. *Wybrane wyniki badań symulacyjnych*

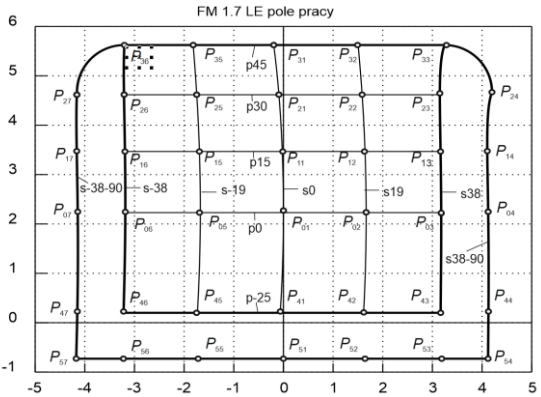
Badania symulacyjne układu, przede wszystkim, pozwalają na określenie rzeczywistych zakresów ruchów wiertnicy i w konsekwencji na określenie rzeczywistego pola pracy. Parametrami wymuszającymi ruchy układu były wydłużenia i skrócenia siłowników P_1, P_2, S_1 i S_2 pracujących w układzie prostowodu hydraulicznego. Badania symulacyjne wysięgnika przeprowadzono dla pracy z maksymalnie wysuniętym wysięgnikiem. Osiągnięte pole pracy przedstawiono na rysunku 7.



Rys. 7. Łączne pole pracy wiertnicy FM 1.7 LE wykreślonym przez punkt Lw na ramie osiągnięte z trzema położeniami wiertarki: pionowym (kąt obrotu obrotnika α_o= 0o) i poziomym dla kątów obrotu obrotnika α_o= 90º i α_o= -90º

Figure 7. Total work field of the drilling rig FM 1.7 LE determined by three extreme positions of the drill: vertical (rotation angle α_o= 0 º) and horizontal for the rotation angles α_o= 90º and α_o= -90º

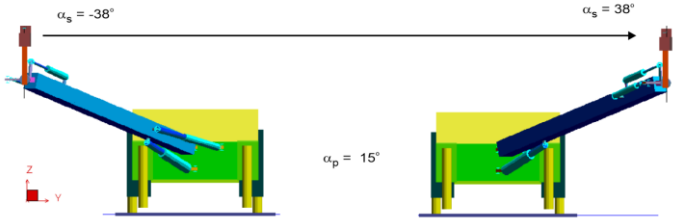
Ponadto przeprowadzono analizy błędów dokonując symulacji przemieszczeń wysięgnika po wybranych liniach na polu pracy. Na rysunku 8 przedstawiono pole pracy ze schematem przebadanych linii: p-25, p0, p15, p30, p45, s-38, s-19, s0, s19, s38. Dodatkowo na polu pracy wyznaczono punkty pomiarowe Pij (i=0,…, 5; j=1,…, 7) dla których wyznaczono dokładne wartości błędów.



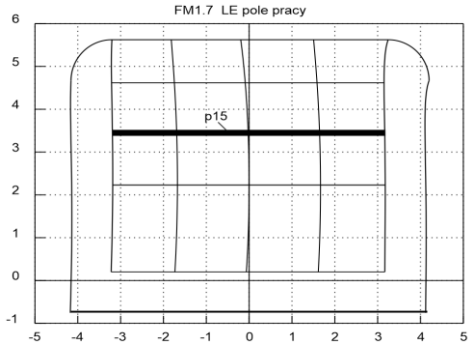
Rys. 8.Widok z przodu pola pracy wiertnicy FM 1.7 LE z wyspecyfikowanymi liniami badań i punktami Pij, w których określono szczegółowo wartości błędów prostowodu podnoszenia Δz i skrętu Δy

Figure 8. Front view of the operation field of the FM 1.7 LE drilling rig with marked sample lines and points Pij, where detailed values of the of the straight line mechanism errors Δz (lifting) and Δy (turning) were determined

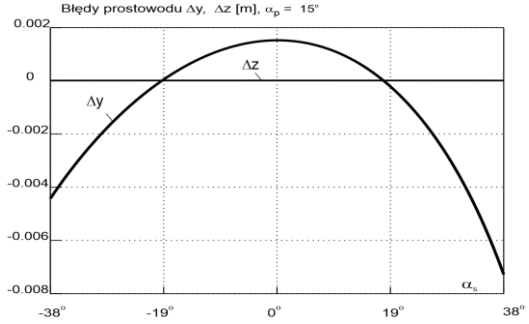
a)



b)



c)



Rys. 9. Badania dokładności prostowodów ramy wiertarki podczas przemieszczania ramy (punkt Lw) wzdłuż linii p-25 w funkcji kąta skrętu αs (-38o < αs < 38o) przy stałym kącie podnoszenia αp = -25o: a) schemat symulacji, b) położenie prostej p-25, c) uzyskane przebiegi błędów Δz prostowodu podnoszenia i Δy prostowodu skrętu

Figure 9. Study of the streight line mechanism precision while moving the frame (point Lw) along p-25 line in the function of the rotation angle αs ($-38^o < \alpha s < 38^o$) with constant lifting angle $\alpha p = -25^o$: a) simulation scheme, b) line p-25 location, c) obtained errors of the lifting Δz and turning Δy straight line mechanisms

Na rysunku 9 zamieszczono przykładowy schemat symulacji oraz przebiegi wyznaczonych błędów: Δy - prostowodu skrętu, Δz - prostowodu podnoszenia, dla ruchu po wybranej linii poziomej.

WNIOSKI

W wyniku przeprowadzonych prac opracowana została struktura, kinematyka i geometria układu roboczego nowego wozu wiercącego o napędzie bateryjnym typu Face Master 1.7 LE dla zadanego pola pracy (HxW – 5,6x8,1 m oraz kątów podnoszenia i skrętu wysięgnika.
W pierwszej części pracy przeprowadzono syntezę strukturalną mechanizmu wysięgnika, której celem było zapewnienie wiertarce wymaganych stopni swobody. Wynikiem był wybór schematu podstawowego wysięgnika, który daje możliwość pracy wiertnicy zarówno przy sprężeniu kinematycznym odpowiednich par członów czynnych, jak i na całkowicie niezależne ich działanie. W kolejnym etapie wybrano schemat kinematyczny wysięgnika, który następnie został uzupełniony łańcuchami zawierającymi człony czynne (siłowniki). Dysponując już pełnym schematem kinematycznym przystąpiono do zdefiniowania jego wymiarów podstawowych. Przy projektowaniu geometrii układu kinematycznego wysięgnika zostały uwzględnione wszystkie narzucone założenia i ograniczenia projektowe (m. in. maksymalne zakresy ruchu, rodzaj i geometria siłowników, współczynniki hydrauliczne prostowodów, wymiary płyty mocującej, typ i geometria ramy wiertarki, obrotnik itp.).
Proces ustalania wymiarów podstawowych został podzielony na dwa fazy. W pierwszej zdefiniowano geometrię dla mechanizmu podnoszenia. W kolejnym kroku dobrano wymiary mechanizmu skrętu. Proces definiowania wymiarów podstawowych realizowany był dla założenia, że głównym zadaniem wiertnicy jest jej praca w układzie sprzężenia hydraulicznego.
Nadrzędnym kryterium jakości działania projektowanego układu prostowodu wysięgnika było zachowanie stałej orientacji osi wiertła w każdym punkcie pola pracy. Niestety, spełnienie wymagań konstrukcyjnych pociągało za sobą konieczność pogorszenia jakości uzyskanego prostowodu. Z tego powodu konieczny był żmudny proces projektowania wymiarów układu kinematycznego, którego celem było uzyskanie błędów prostowodności osi wiertła poniżej 1°.
Wynikiem przeprowadzonych prac jest układ kinematyczny wiertnicy FM 1.7 LE, który osiąga wymagane pole pracy wiertarki o wysokości pola H i szerokości W).

Badania współfinansowane przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju w ramach projektu „Nowa generacja modułowych maszyn, wiercącej i kotwiącej, z napędami bateryjnymi, przeznaczonych do pracy w podziemnych kopalniach rud miedzi i surowców mineralnych” nr umowy POIR.01.01-00D0011/16-00 w Programie Operacyjnym Inteligentny Rozwój.

LITERATURA

[1] Butra J., Dębkowski R., Kosiorowski A., Kosior A., 2004: Sposób wybierania złoża o małej miąższości w strefach ochronnych głównych wyrobisk korytarzowych kopalń rud miedzi, 2004, Rudy i metale nieżelazne R49 nr 6, 2004 , s. 272-279

[2] Grzesiński J., 2007: Doświadczenia kopalni „Lubin”w prowadzeniu eksploatacji w warunkach skrępowanych na przykładzie wybranych filarów oporowych. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, nr 9/2007
[3] Bałchanowski K.J., Wudarczyk S., Karliński J., 2017: Opracowanie oraz analiza kinematyki układów roboczych samojezdnych maszyn górniczych o napędzie bateryjnym. Raporty Wydziału Mechanicznego Politechniki Wrocławskiej, Ser. SPR nr 100, 77 s.
[4] Bałchanowski K.J., Szrek J, Wudarczyk S., 2017: Kinematic aspects of the drilling ring boom design. W: Mechanika 2017 : proceedings of the 22nd International Scientific Conference. Kaunas : Kaunas University of Technology, s. 27-31.

Development and Analysis of the Kinematics of the Working Unit of a Mobile Drilling Rig

Self-propelled drilling rigs are widely used in the underground mining. Their main task is drilling holes in the rocks, where further the explosives charges are placed. Important feature of this type of the machine is ability of performing the drill holes according to the blasting parameters defined in the documentation. Precision of the holes distribution and their angular deviation is crucial for the rocks fragmentation. The paper presents the results of the kinematic analysis of the working unit of a drilling rig designed for KGHM Polska Miedź S.A. The authors determined design and construction aspects influencing on accuracy of the drilling boom positioning. The working field of the described system was equal 45m^2.

Możliwość kształtowania walorów użytkowych obudowy powłokowej z betonów natryskowych



mgr inż. Andrzej Kiełkowski
mgr inż. Mieczysław WINCH

Wprowadzenie

Można przyjąć, że obudowa wyrobisk korytarzowych ma na celu :

- ochronę przed opadem i przemieszczaniem się skał do wyrobiska,
- utrzymanie założonych gabarytów przekroju poprzecznego wyrobiska w całym okresie jego użytkowania,
- przyjmowanie tak zewnętrznych jak i wewnętrznych obciążeń,
- zapobieganie rozluzowaniu, rozszczelnieniu i wietrzeniu otaczającego górotworu,
- zmniejszeniu oporów przepływającego w wyrobisku medium,
- zapewnieniu szczelności na kontakcie z górotworem (niedopuszczenie do wypływu gazów, zamknięcie dopływu wody, izolację wyrobisk od ognisk pożarowych itd.).

Wprowadzenie

Wieloletnie doświadczenia ruchowe w budownictwie podziemnym (górniczym i tunelowym) pokazują iż optymalnym rozwiązaniem jest wprowadzenie w przodku wykonywanego wyrobiska obudowy, która ściśle przylega do wyłomu i jednocześnie wykazuje zdolność do ograniczonych przemieszczeń. W dużym zakresie wymóg ten spełniają obudowy powłokowe z betonu natryskowego i obudowy kotwowe, a także ich modyfikacje i połączenia z zabiegami iniekcyjnymi

Sposób zabezpieczenia wyrobisk podziemnych za pomocą obudów powłokowych znalazł powszechne zastosowanie w światowym budownictwie tunelowym pod szeroko pojętą nazwą NOWEJ AUSTRIACKIEJ METODY DRĄŻENIA TUNELI (NATM – The New Austrian Tunneling Metod).

Elementy tej metody są również znane z zastosowań w krajowym budownictwie podziemnym. Podstawowym celem tych zastosowań są jednak najczęściej działania interwencyjne. I tak dla przykładu beton natryskowy stosuje się do wzmacniania skorodowanych stalowych obudów chodnikowych, napraw ubytków w obudowach zbiorników podziemnych i szybów, do uszczelnień wyrobisk przed nadmiernym wypływem gazów i wód dołowych (często agresywnych) itp.

Wpływ warstwy betonu natryskowego na stateczność górotworu

Zastosowanie obudów bez wykładki lub z nieszczelną wykładką powoduje wystąpienie luzu pomiędzy konturem wyrobiska, a obudową. W następstwie dochodzi do utraty stateczności skał otaczających wyrobisko, ich ścinania i rozwarstwień. W efekcie na obudowę działa nacisk statyczny, który często jest większy od nacisku deformacyjnego.

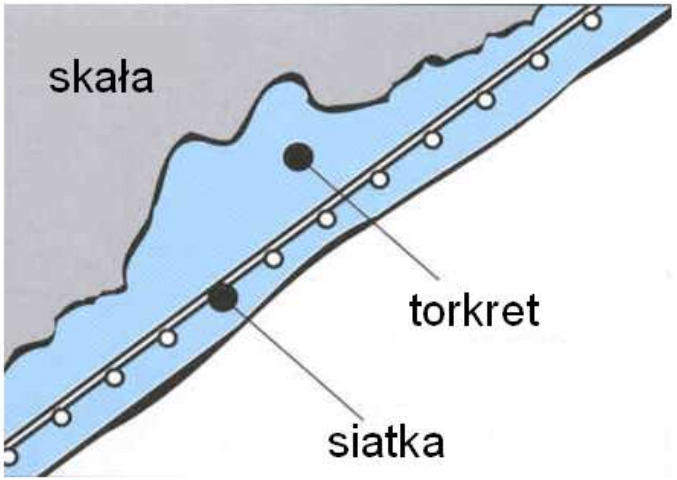
Natrysk z betonu wykonany bezpośrednio po odsłonięciu wyłomu umożliwia zachowanie jego stateczności w wyniku scalania spękanego konturu wyrobiska i utrzymania samonośności sklepienia skalnego.

Wpływ warstwy betonu natryskowego na stateczność górotworu

Znaczna przyczepność betonu natryskowego do górotworu pozwala na utrzymanie pierwotnego kąta tarcia wewnętrznego górotworu i tym samym warstwa betonu natryskowego wciąga górotwór do współpracy w utrzymaniu stateczności wyrobiska. Uszkodzona i poszarpana powierzchnia górotworu zostaje jak gdyby ulepszona (uszlachetniona), a bardzo szkodliwe działanie karbu, rys i szczelin likwidowane.

Podatność obudowy odrzwiowej (w tym wykładki) dopuszcza do spękań w górotworze i powstania określonych obciążeń. Obudowa powłokowa nie dopuszcza do obniżenia spójności skał i do powstania deformacji i rozwarstwień, dostosowując się do działających obciążeń. Dla poprawy współpracy obudowy powłokowej z betonu natryskowego z górotworem może ona być stosowana łącznie z przykotwionym zbrojeniem z siatek stalowych, stanowiących najczęściej obudowę wstępną wyrobiska lub z rozproszonym makrozbrojeniem stalowym (włókna stalowe) lub polimerowym.

Torkret zbrojony siatką stalową



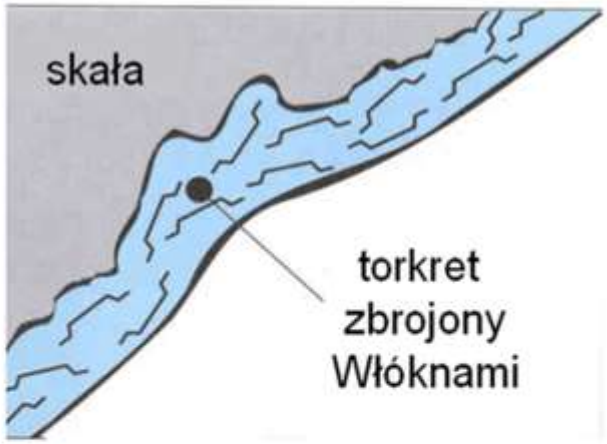
Układanie siatki jest:

- trudne ze względu na niełatwy montaż
- czasochłonne
- niebezpieczne (spadające skały)
- drogie

Skład betonu natryskowego

Torkret zbrojony włóknami

Zalety warstwy torkretu zbrojonego włóknami:



- jednorodne zbrojenie
- bardzo szybki montaż
- stała grubość powłoki pozwalająca zmniejszyć zużycie torkretu
- mocne zespolenie ze skałami pozwalające na ich samopodpieranie

Metody wykonywania betonu natryskowego

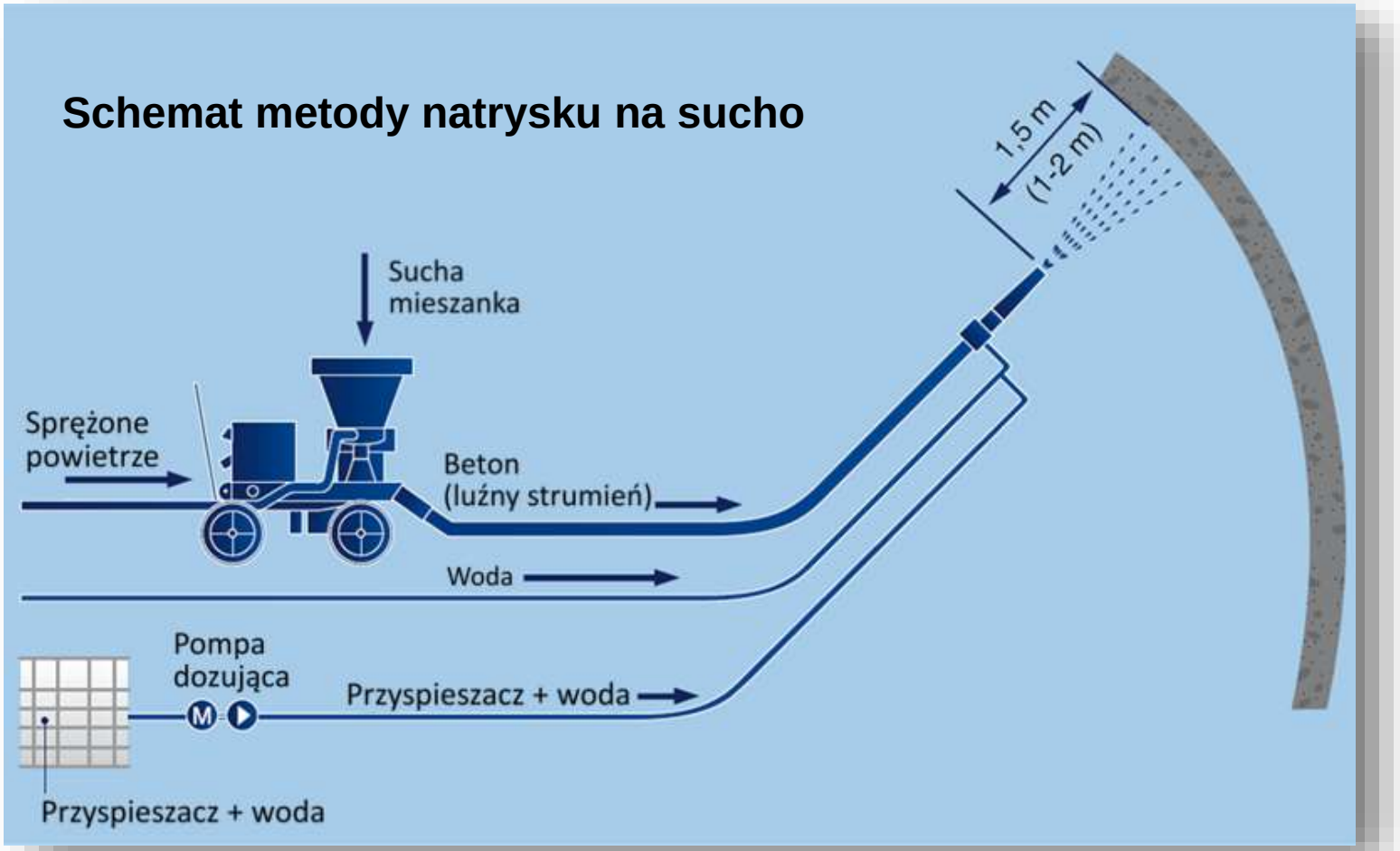
Wykonanie betonu natryskowego jest procesem polegającym na dynamicznym narzuceniu (natryśnięciu) mieszanki betonowej (lub zaprawy) na naprawianą (lub wykonywaną) konstrukcję z betonu (lub inne podłoże np. skały). Składniki mieszanki wyrzucane są z dyszy wylotowej pod ciśnieniem roboczym około 0,6 MPa, przy czym maksymalnie ciśnienie to może wzrosnąć do około 1 MPa

Obecnie stosowane są dwie metody natryskiwania powłok betonowych :

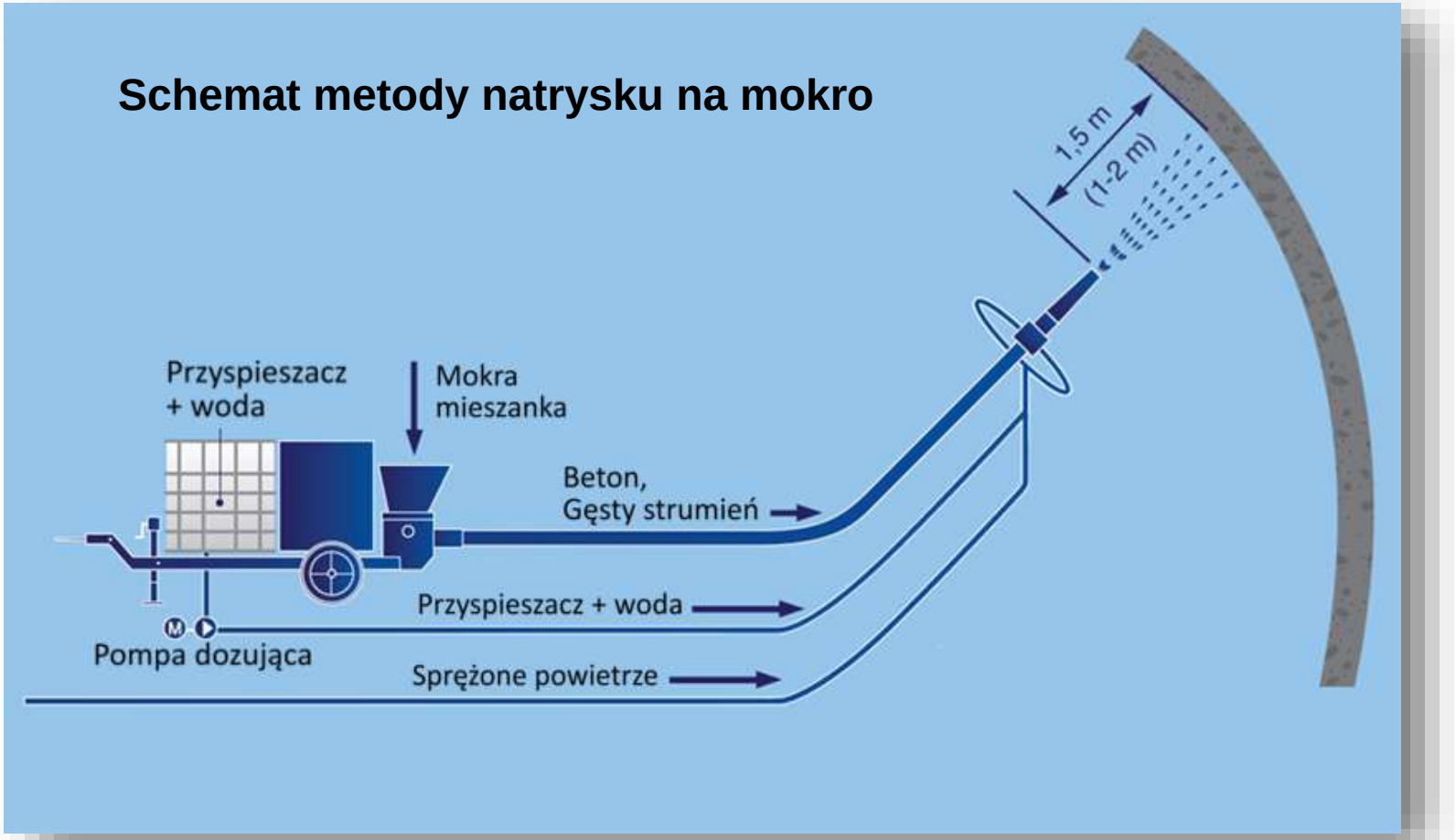
- metoda mokra,
- metoda sucha.

Najogólniej ujmując zasadnicza różnica pomiędzy obiema metodami sprowadza się do miejsca podania wody do suchych składników mieszanki betonowej (lub zaprawy).

Metody wykonywania betonu natryskowego



Metody wykonywania betonu natryskowego



Skład betonu natryskowego

Trudne warunki geologiczno-górnicze panujące w wyrobiskach górniczych przy zabezpieczaniu ociosów, stropu czy spągu betonem natryskowym wymagają opracowania kompozytów betonowych o ściśle określonych walorach technicznych pozwalających kształtować projektowane właściwości obudów powłokowych zależnie od wymagań związanych z przeznaczeniem i lokalizacją wyrobiska.

Tworzywem z którego można wykonać obudowę spełniającą powyższe wymagania na pewno jest beton natryskowy z makrozbrojeniem polimerowym lub stalowym, który poprzez dobór podstawowych składników (dodatków, domieszek) można wybitnie udoskonalić. Beton natryskowy zbrojony włóknem polimerowym lub stalowym o właściwie dobranym składzie – dostosowanym do warunków eksploatacji – cechuje się odpowiednią jakością, wytrzymałością na zginanie, ścinanie, rozciąganie, ścieranie, zmęczenie, docisk miejscowy, ściskanie wielokierunkowe oraz podwyższoną odkształcalnością do momentu zarysowania, odpornością na uderzenia oraz obniżonym skurczem.

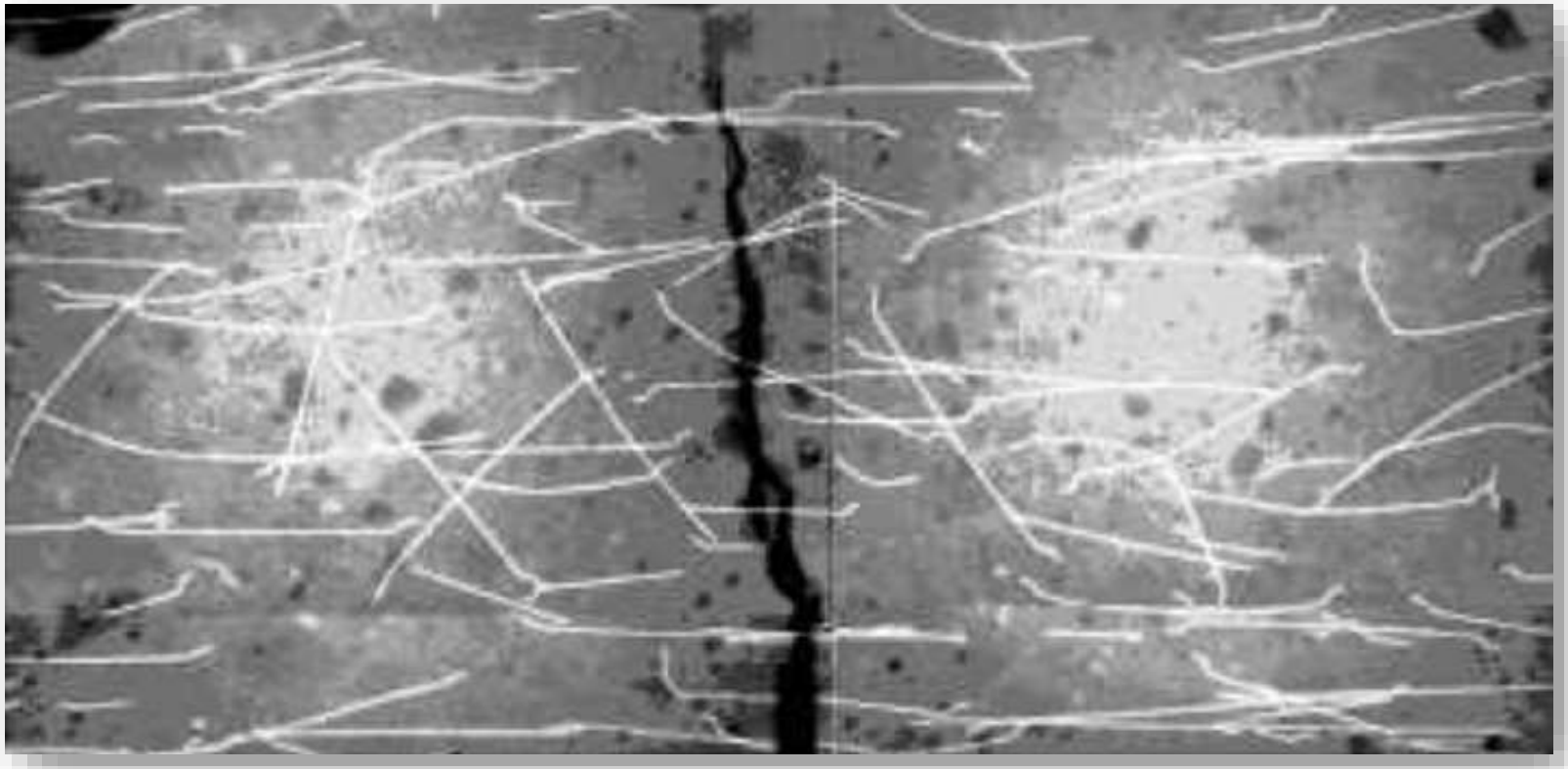


Przykłady kształtu włókien stalowych przeznaczonych do betonu

Skład betonu natryskowego

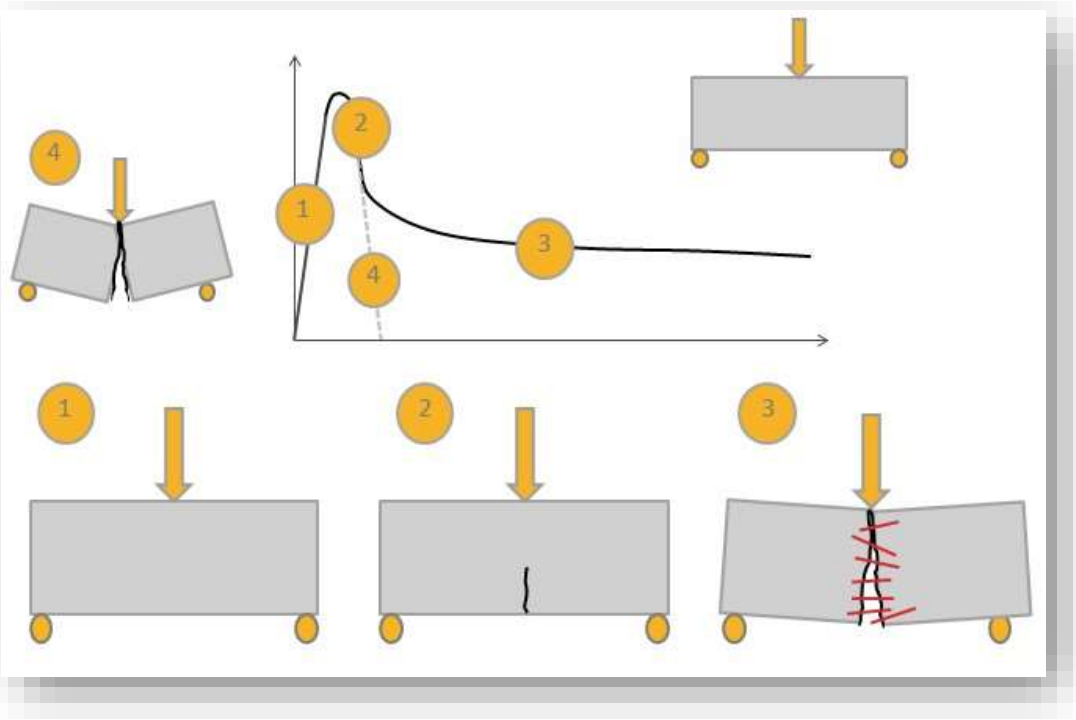


Przykłady włókien polimerowych przeznaczonych do betonu



Rentgenowski obraz rozmieszczenia włókien stalowych w zarysowanym elemencie betonowym

Różnice pomiędzy elementami zbrojonymi włóknami i niezbrojonymi



1. Próbka przed zarysowaniem
2. Powstanie pierwszej rysy
3. Zachowanie się próbki zbrojonej włóknami
4. Zachowanie się próbki bez zbrojenia

Skład betonu natryskowego

Beton natryskowy zbrojony włóknem stalowym lub polimerowym (makrozbrojeniem) jest materiałem jednorodnym, ma tę samą wytrzymałość we wszystkich kierunkach. W przeciwieństwie do betonu zwykłego, który jest kruchy, staje się materiałem sprężysto – plastycznym. Beton zwykły po pojawieniu się pęknięcia traci swoją odporność na obciążenia i ulega zniszczeniu. Beton zbrojony włóknem polimerowym lub stalowym natomiast po przekroczeniu obciążenia, powodującego pojawienie się pierwszej rysy ma nadal wysoką wytrzymałość i cechy materiału sprężysto – plastycznego.

Skład betonu natryskowego

Jako spoiwo w betonie natryskowym stosowany jest cement portlandzki. Wadą tego typu materiału jest **skurcz**, który rośnie ze stopniem przemiału. Skurcz powoduje odspojenie na granicy materiału pierwotnego (którym w naszym przypadku jest górotwór lub poddawana renowacji uszkodzona obudowa) i nowego materiału, czyli świeżej warstwy betonu natryskowego.

Eliminuje się przez to bardzo ważny warunek efektywności wykonywanej obudowy powłokowej, jakim jest adhezja materiału użytego (do wykonania obudowy) do podłoża (odsłonięty górotwór lub naprawiana obudowa).

Beton natryskowy na bazie cementu ekspansywnego

Betony wykonane na bazie cementu ekspansywnego dzięki występującym w nim samonaprężeniom oddziaływują na konstrukcję jeszcze przed zadziałaniem obciążeń wymuszających współpracę.

Powyższa cecha posiada ogromne znaczenie w budownictwie podziemnym przy zabezpieczeniu odsłoniętego górotworu w formie obudowy powłokowej wykonanej na bazie betonu natryskowego. Wcześniejsze badania wykazały, że podstawową cechą różniącą betony ekspansywne od betonu zwykłego jest to, że zamiast skurczu występują w nich zjawiska narastania objętości (ekspansji). Betony ekspansywne mają podwójnie korzystny wpływ:

- powstający podczas wiązania etryngit przerasta pory i nierówności strefy kontaktu powodując mechaniczne zazębianie się fragmentu nowego i starego,
- podczas wiązania w warunkach ograniczonej swobody odkształceń powstają w nim samonaprężenia powodujące docisk na granicy zespolenia i poprawę przyczepności do podłoża.

Beton natryskowy na bazie cementu ekspansywnego

Kolejnym składnikiem badanego betonu natryskowego jest mikrokrzemionka, której pozytywne działanie zostało już wielokrotnie potwierdzone. Dodanie mikrokrzemionki do betonu natryskowego pozwala na uzyskanie betonu wyższej jakości, wykazującego większą szczelność i lepkość. Mikrokrzemionka stosowana jest również bardzo często jako środek przyśpieszający wiązanie betonu oraz pozwalający uzyskać beton o większej przyczepności.

Stosowanie mikrokrzemionki do betonów ekspansywnych pozwala regulować nadmierną ekspansję. Próby wykazały, że mikrokrzemionka w mieszance przyśpiesza ekspansję (która jednak zatrzymuje się zanim zostanie zużyta cała ilość $4CaO \cdot 3Al_2O_3 \cdot SO_3$). Zazwyczaj próbuje się uzyskać niewielki nadmiar ekspansji, ponieważ pękanie skurczowe nie pojawi się w betonie tak długo , jak występuje w nim naprężenie ściskające.

Brak długotrwałej ekspansji wywołany użyciem mikrokrzemionki jest pożądany i dogodny, gdyż możliwe jest skrócenie okresu pielęgnacji betonu na mokro do około 4 dni.

Wstępne wyniki badań betonu natryskowego na bazie cementu ekspansywnego

W KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch „Borynia” przebadano suche mieszanki do natrysku na bazie cementu ekspansywnego.

Powyższe mieszanki zastosowano podczas wzmacniania obudowy dworca osobowego poziom 713m, przekopu łączącego I poziom 950m oraz w chodnikach wodnych na poziomie 950m. Uformowano również płyty próbne o wymiarach 600x600x120 mm. Z ociosów wyrobiska po 28 dniach pobrane zostały rdzenie, a płyty próbne zostały przetransportowane do laboratorium, gdzie wycięto z nich próbki i poddano badaniom

Wstępne wyniki badań betonu natryskowego na bazie cementu ekspansywnego



Odcinek obudowy osobowego poziom 713m dworca wzmocniony obudową stalową i otorkretowany.

Wstępne wyniki badań betonu natryskowego na bazie cementu ekspansywnego



Powierzchnia betonu natryskowego z mikrozbrojeniem stalowym.

Wstępne wyniki badań betonu natryskowego na bazie cementu ekspansywnego



Głowica zastosowana do wiercenia i uzysku rdzeni

Wstępne wyniki badań betonu natryskowego na bazie cementu ekspansywnego



Przykładowy rdzeń

Wstępne wyniki badań betonu natryskowego na bazie cementu ekspansywnego

Do natrysku użyto trzech rodzajów mieszanek:

- cement ekspansywny, kruszywo do 2,5 mm, mikrokrzemionka, mikrowłókna polipropylenowe Fibermesh „Harbourite” (19 mm),
- cement ekspansywny, kruszywo do 4,0 mm, mikrokrzemionka, mikrowłókna polipropylenowe Fibermesh „Harbourite” (19 mm),
- cement ekspansywny, kruszywo do 4,0 mm, mikrokrzemionka, mikrowłókna stalowe typu DRAMIX RC-80/30BP (o smukłości 80).

Wstępne wyniki badań betonu natryskowego na bazie cementu ekspansywnego

W ramach przeprowadzonych badań określono:

- gęstość nasypową – suchych mieszanek,
- gęstość objętościową – świeżych mieszanek,
- gęstość objętościową – stwardniałych mieszanek,
- wytrzymałość na ściskanie (określoną na beleczkach 40x40x160 mm),
- wytrzymałość na zginanie (określoną na połówkach beleczek 40x40x160 mm),
- wytrzymałość na odrywanie,
- moduł sprężystości,
- skurcz i wydłużenie.

Powyższe wyniki przedstawiono w tabeli nr 1

Wstępne wyniki badań betonu natryskowego na bazie cementu ekspansywnego

Tabela nr 1. Zestawienie wyników badań właściwości betonu natryskowego

Właściwości		**Jednostka**	**Rodzaj mieszanki**		
			1	**2**	**3**
Gęstość w stanie luźno nasypowym [ρ_o]		kg/dm^3	1,622	1,677	1,617
Gęstość w stanie zagęszczonym [ρ_z]		kg/dm^3	1,918	1,934	1,942
Gęstość objętościowa ciekłej mieszanki [ρ_p]		kg/m^3	2199	2178	2145
Gęstość objętościowa stwardniałej mieszanki [ρ]		kg/m^3	2308	2252	2266
Wytrzymałość na ściskanie [R_c]	7 dni	MPa	25,8	26,2	26,7
	28 dni		38,7	41,9	38,6
	56 dni		45,2	44,1	43,2
Wytrzymałość na zginanie [R_f]	7 dni	MPa	7,2	6,8	6,6
	28 dni		9,3	9,2	8,9
	56 dni		11,6	10,5	11,5
Wytrzymałość na odrywanie [f_h]		MPa	2,06	1,86	1,6
Moduł sprężystości [E]		MPa	32 670	25 030	19 520
Wydłużenie i skurcz	po 1 dniu	mm/m	0,73/2,54*	1,42/3,60*	1,50/3,89*
	po 3 dniach		0,79/3,04*	1,61/4,69*	1,58/4,72*
	po 7 dniach		0,69/3,17*	1,42/4,89*	1,58/4,81*
	po 28 dniach		0,54/3,25*	1,08/4,71*	1,27/4,69*

Wstępne wyniki badań betonu natryskowego na bazie cementu ekspansywnego

Oprócz powyższych badań, przeprowadzono badania wytrzymałości na ściskanie. Przeprowadzono je na rdzeniach wyciętych z wcześniej przygotowanych próbek z mikrozbrojeniem polimerowym i bez (tabela nr 2).

Próbki na których przeprowadzono badania wytrzymałości na ściskanie miały następujący skład:

- próbki IA, IIA, IIIA - cement ekspansywny, kruszywo do 4,0 mm, mikrokrzemionka
- próbki IB, IIB, IIIB - cement ekspansywny, kruszywo do 4,0 mm, mikrokrzemionka oraz włókna polimerowe Harbourite (19mm).

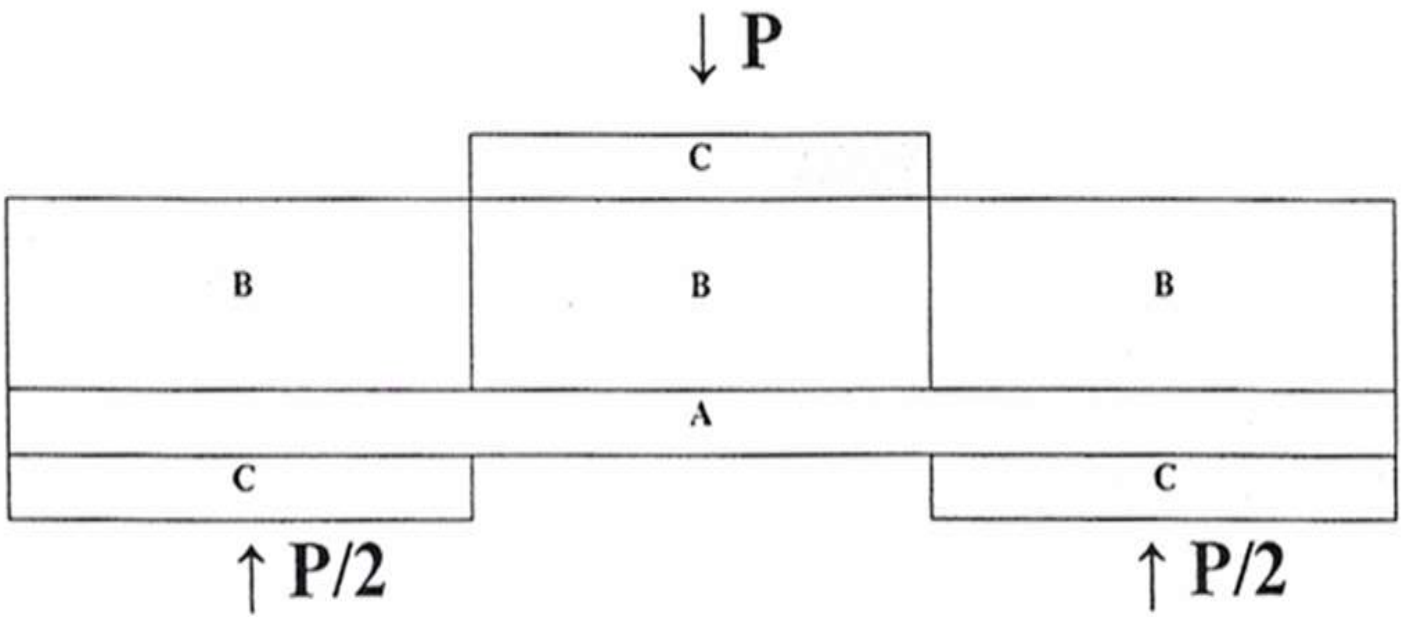
Wstępne wyniki badań betonu natryskowego na bazie cementu ekspansywnego

Tabela nr 2. Zestawienie wyników badań wytrzymałości na ściskanie

Numer próbki	R_c [MPa]
IA	56,7
IIA	52,2
III	57,0
IB	52,5
IIB	54,7
IIIB	56,5

Wstępne wyniki badań betonu natryskowego na bazie cementu ekspansywnego

Przeprowadzono również badanie wytrzymałości na ścinanie powyższych mieszanek. Wyniki badań umieszczono w tabeli nr 3



Oznaczanie wytrzymałości na ścinanie
A – beton natryskowy, B – kostki piaskowca, C – podkładki stalowe

Wstępne wyniki badań betonu natryskowego na bazie cementu ekspansywnego

Tabela nr 3. Wytrzymałość betonu natryskowego na ścinanie

Oznaczenie elementu	Grubość warstwy betonu natryskowego	Pole ścinanego przekroju F [mm^2]	Siła ścinająca P [kN]	Wytrzymałość na ścinanie $R_{ść} = P/2F$ w MPa
1	50	7650	66	8,63
2	85	13005	114	8,77
3	60	8180	166	18,08

Wstępne wyniki badań betonu natryskowego na bazie cementu ekspansywnego

Wytrzymałość na ścinanie betonu natryskowego bez zbrojenia (próbka 1 w tabeli nr 3 – rys. nr 1) oraz z mikrowłóknami polipropylenowymi (próbka 2 w tabeli nr 3) jest bardzo zbliżona i wynosi odpowiednio 8,63 MPa i 8,77 MPa. Wytrzymałość na ścinanie betonu natryskowego z makrowłóknami stalowymi (próbka 3 w tabeli nr 3 – rys. nr 2) jest dwukrotnie większa i wynosi 18,08 MPa.

Rys. nr 1. Próbka nr 1 po badaniu wytrzymałości na



Rys. nr 2. Próbka nr 3 po badaniu wytrzymałości na ścinanie



Wstępne wyniki badań betonu natryskowego na bazie cementu ekspansywnego

Wstępna analiza wyników badań pokazuje, że suche mieszanki do wykonywania betonów natryskowych na bazie cementu ekspansywnego z użyciem sprawdzonej i przebadanej już wcześniej mikrokrzemionki oraz makrozbrojenia stalowego lub polimerowego dają bardzo dobre wyniki. Beton natryskowy otrzymany z tych mieszanek osiągnął bardzo dobre parametry (wytrzymałość: na ściskanie, zginanie, ścinanie, na odrywanie). Można jednak zauważyć różnice pomiędzy stosowaniem włókien mikro i makro. W badaniach użyto mikrowłókna polimerowe oraz makrowłókna stalowe. Tabela wyników nr 3 wskazuje jednak, że w celach konstrukcyjnych należy stosować włókna makro tak jak stalowe, jak również polimerowe – konstrukcyjne włókna polimerowe klasy II. Mikrowłókna polimerowe nie polepszają parametrów konstrukcyjnych.

Badanie powyższych mieszanek potwierdziło możliwość ich stosowania w warunkach podziemi kopalń, a obecnie stosowane procesy technologiczne zdają egzamin przy zastosowaniu nowego typu kompozytu.

Badania betonu natryskowego z makrozbrojeniem pokazało, że jest to tworzywo o wysokiej wytrzymałości. Zastosowany beton natryskowy z makrozbrojeniem (zwany „fibrobetonem”) oprócz funkcji izolacyjnej zapobiegał odprężaniu się skał, spełniając tym samym funkcję obudowy.

Podsumowanie

Wieloletnie doświadczenia w budownictwie górniczym i tunelowym wykazują, iż korzystnym rozwiązaniem jest wprowadzenie obudowy w przodku wykonywanego wyrobiska, która ściśle przylega do konturu wyrobiska i jednocześnie wykazuje zdolność do ograniczonych przemieszczeń. Zastosowanie obudowy z betonu natryskowego, bezpośrednio po odsłonięciu wyłomu w przodku, umożliwia zachowanie jego stateczności w wyniku scalania spękanego konturu wyrobiska i wspomagania samonośności tworzącego się sklepienia skalnego. Szczególnie korzystne cechy, które mogą wspomagać samonośność sklepienia skalnego tworzącego się nad wyrobiskiem, posiadają betony natryskowe wykonane na bazie cementu ekspansywnego.

Zabezpieczenie bezpośrednio odsłoniętego wyłomu przodka drążonego wyrobiska betonem natryskowym na bazie cementu ekspansywnego ze zbrojeniem rozproszonym w postaci makrozbrojenia polimerowego lub stalowego poprawia współpracę obudowy stalowej podatnej z górotworem, dając możliwość wyeliminowania stosowania wykładki z urobku oraz okładzin żelbetowych lub siatek

Podsumowanie

Użycie jako materiału do wykonania lub zabezpieczenia uszkodzonych obudów betonu natryskowego ze zbrojeniem rozproszonym na bazie cementu ekspansywnego pozwoli wyeliminować zjawisko skurczu powodującego odspojenie na granicy materiału pierwotnego czyli górotworu i nowego materiału którym jest świeża warstwa betonu natryskowego, która nie działa wtedy aktywnie na odprężający górotwór, gdyż nie wywiera na niego naprężeń wstępnych, przeciwnie może powodować odkształcenie się konstrukcji. Zastosowanie betonu na bazie cementu ekspansywnego ma korzystny wpływ na wykonaną obudowę gdyż powstający podczas wiązania etryngit przerasta pory i nierówności strefy kontaktu powodując mechaniczne zazębienie się z podłożem oraz podczas wiązania betonu ekspansywnego w warunkach ograniczonej swobody odkształceń powstają w nim samonaprężenia powodujące docisk na granicy zespolenia i poprawę przyczepności do podłoża.

Dziękuję za uwagę

Metodyka analizy cyklu życia w ocenie aspektów środowiskowych kopalń

XXVII Szkoła Eksploatacji Podziemnej
Kraków, 26-28.02.2018

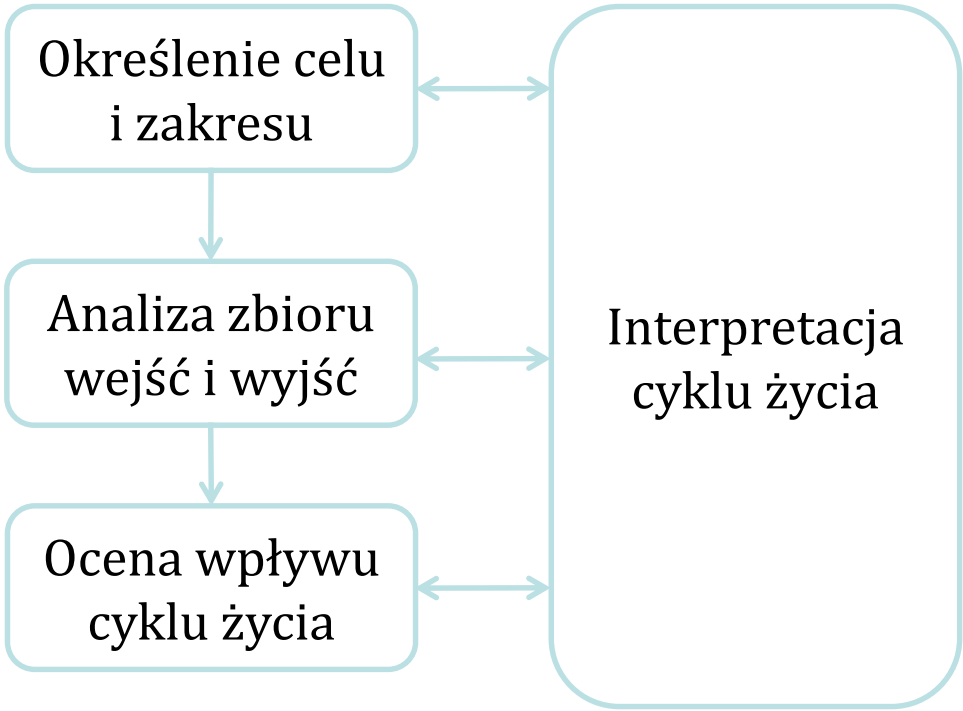
KAROLINA KOSSAKOWSKA
Katedra Kształtowania i Ochrony Środowiska
Wydział Geodezji Górniczej i Inżynierii Środowiska
AGH Akademia Górniczo – Hutnicza im. S. Staszica w Krakowie

KATARZYNA GRZESIK
Katedra Kształtowania i Ochrony Środowiska
Wydział Geodezji Górniczej i Inżynierii Środowiska
AGH Akademia Górniczo – Hutnicza im. S. Staszica w Krakowie

O LCA

» Analiza cyklu życia (LCA – ang. *Life cycle assesment*) to technika zarządzania środowiskowego znajdująca zastosowanie w ocenie zagrożeń środowiska.

» *Komisja Europejska definiuje LCA, jako „proces pozyskiwania i oceny danych wejściowych i wyjściowych wyrobu i jego potencjalnego wpływu na środowisko w całym cyklu życia obejmującym produkcję, fazę użytkowania, utylizację”.*



Korzyści dla organizacji

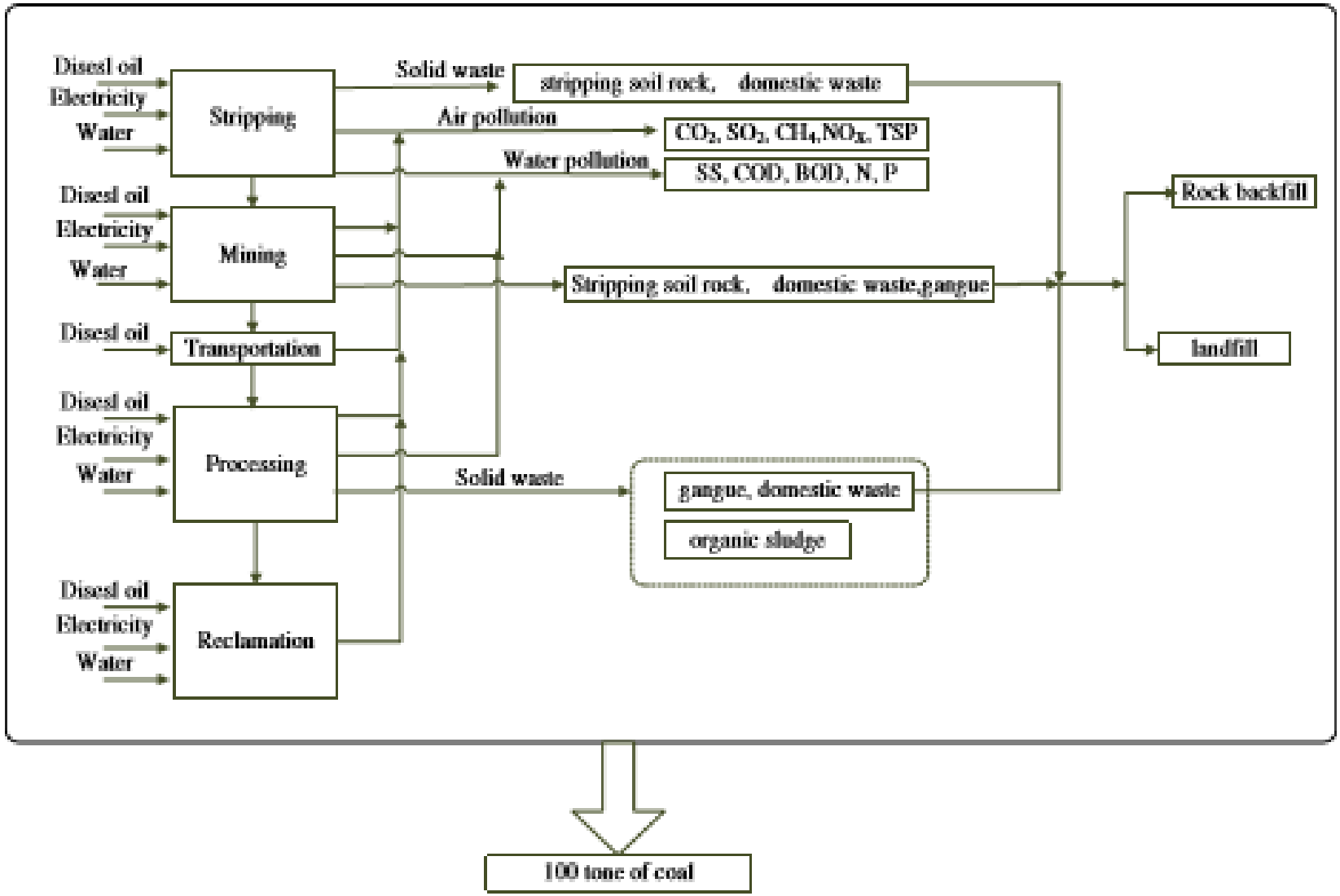
- Przygotowanie przeglądu środowiskowego - identyfikacja słabych i mocnych stron organizacji w zakresie ochrony środowiska (EMAS).
- Wsparcie procesu decyzyjnego przy wprowadzaniu zmian w przedsiębiorstwie.
- Budowanie wizerunku przedsiębiorstwa działającego zgodnie z zasadami zrównoważnoego rozwoju.
- Oszacowanie potencjalnych możliwości ograniczenia wpływu na środowisko.
- Identyfikacja zagrożeń środowiskowych na poszczególnych etapach procesu.
- Podnoszenie poziomu ochrony środowiska w przemyśle.
- Porównanie dostępnych możliwości ulepszeń.
- Przejrzysta komunikacja wpływu na środowisko zastosowanych rozwiązań.

Przykład 1: LCA odkrywkowej kopalni węgla kamiennego,

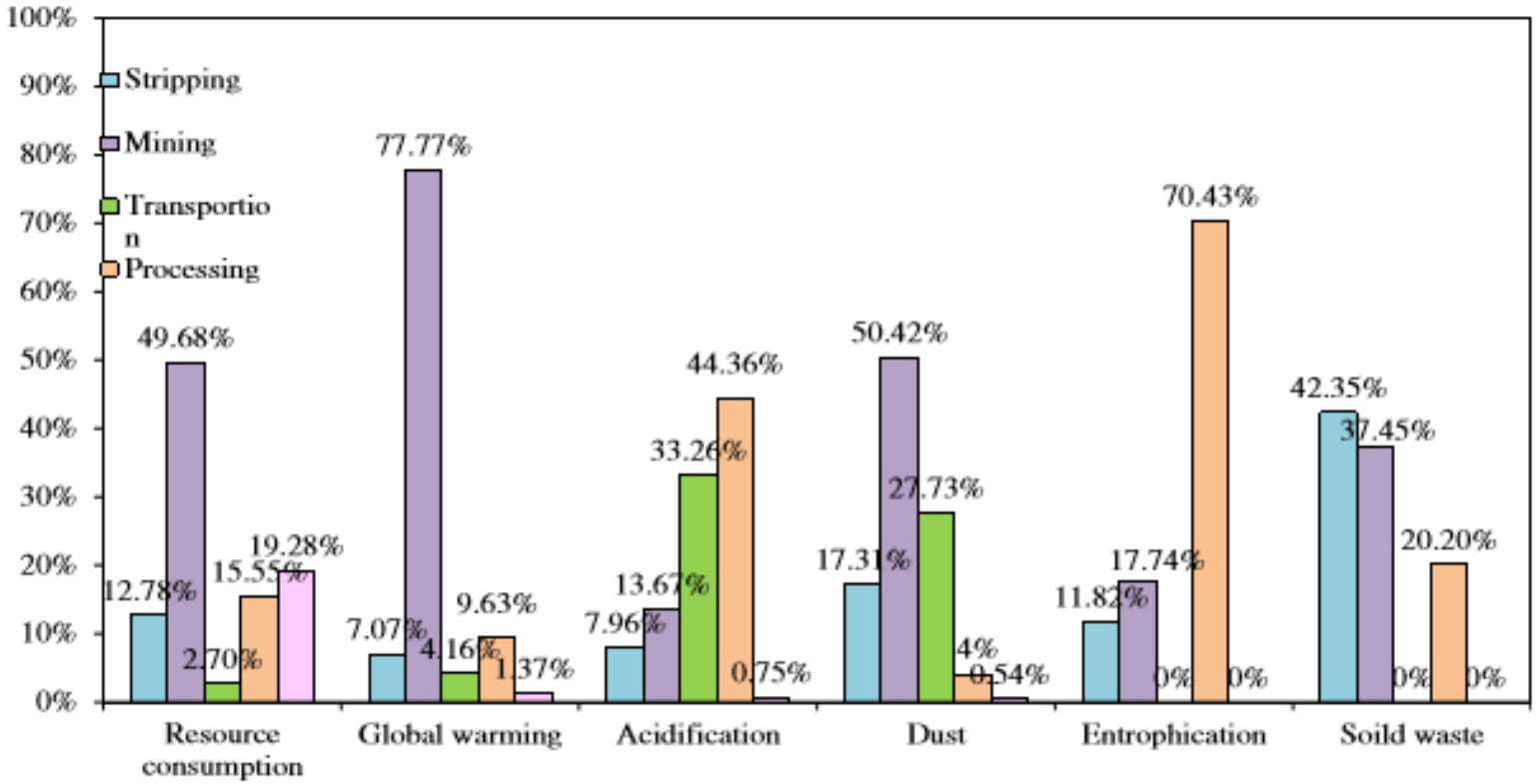
- kopalnia Yimin w Chinach,
- Produkcja: 21 mln ton rocznie,

- Źródło: Wang J, Feng Y, *Life cycle assesment of opencast coal mine production: a case study in Yimin mining area in China,* Environmental Science and Pollution Research, DOI: 10.1007/s11356-017-1169-6, January 2018,

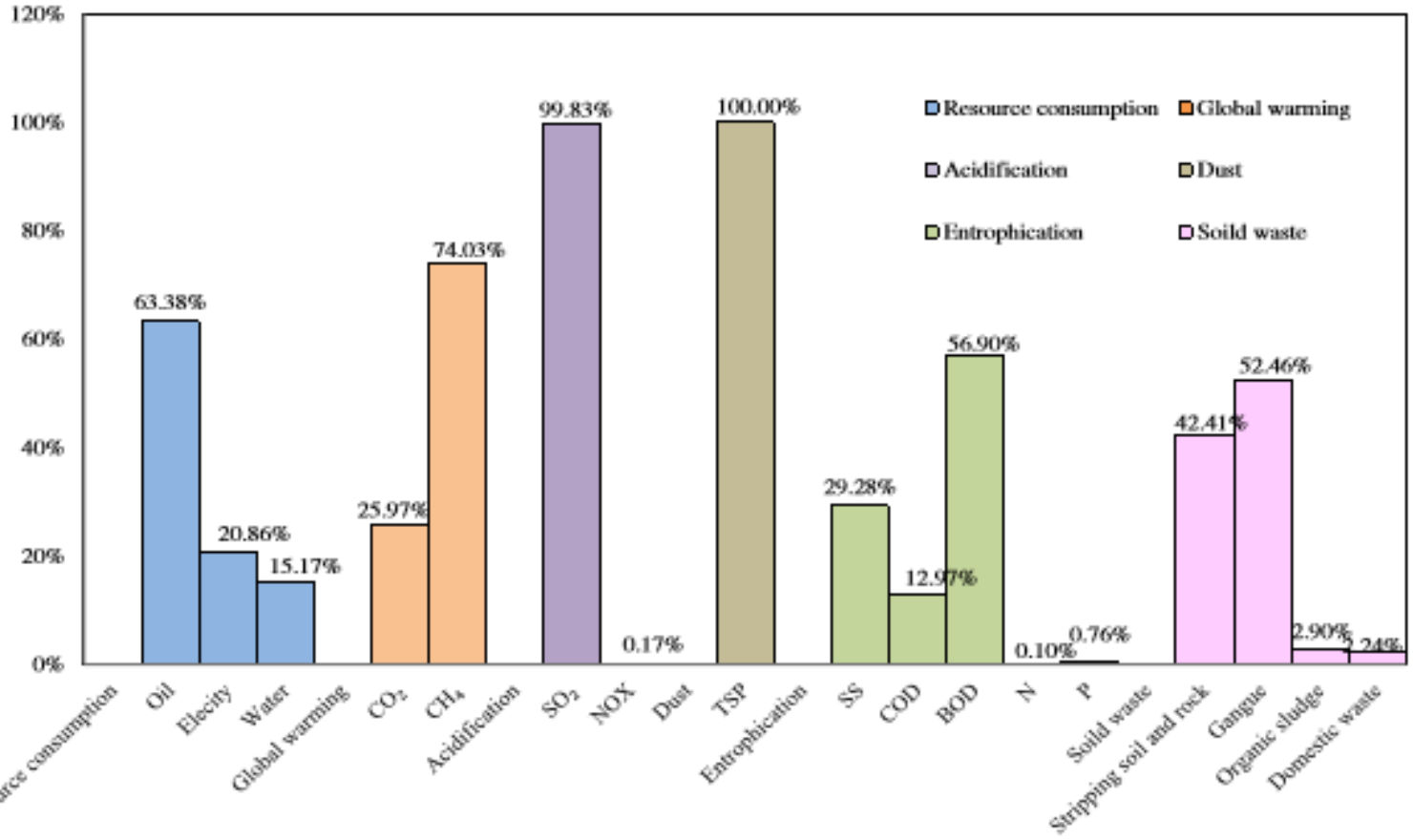
Przykład 1: LCA odkrywkowej kopalni węgla kamiennego,



Przykład 1: LCA odkrywkowej kopalni węgla kamiennego,



Przykład 1: LCA odkrywkowej kopalni węgla kamiennego,



Przykład 1: LCA odkrywkowej kopalni węgla kamiennego,

- Znaczącymi kategoriami wpływu są: Zapylenie, Globalne Ocieplenie oraz Zakwaszenie.
- Na kategorie Zapylenie i Globalne ocieplenie największy wpływ ma faza wydobycia, natomiast negatywny wpływ na środowisko w kategorii Zakwaszenie wynika z fazy przeróbki.
- Emisje pyłów są związane głównie z transportem materiału z użyciem samochodów ciężarowych.
- Przykłady zaproponowanych rozwiązań: zraszanie i bieżące usuwanie pyłów z nawierzchni, optymalizacja transportu Ponadto zastąpienie transportu samochodowego przenośnikami taśmowymi

Przykład 2: LCA procesu produkcji REE ze źródeł wtórnych

» Zastosowanie LCA do oceny wpływu na środowisko nowej technologii pozyskiwania metali ziem rzadkich ze źródeł wtórnych – odpadów górniczych.

enviree

przyjazne dla środowiska i efektywne metody ekstrakcji pierwiastków ziem rzadkich (REE) ze źródeł odpadowych

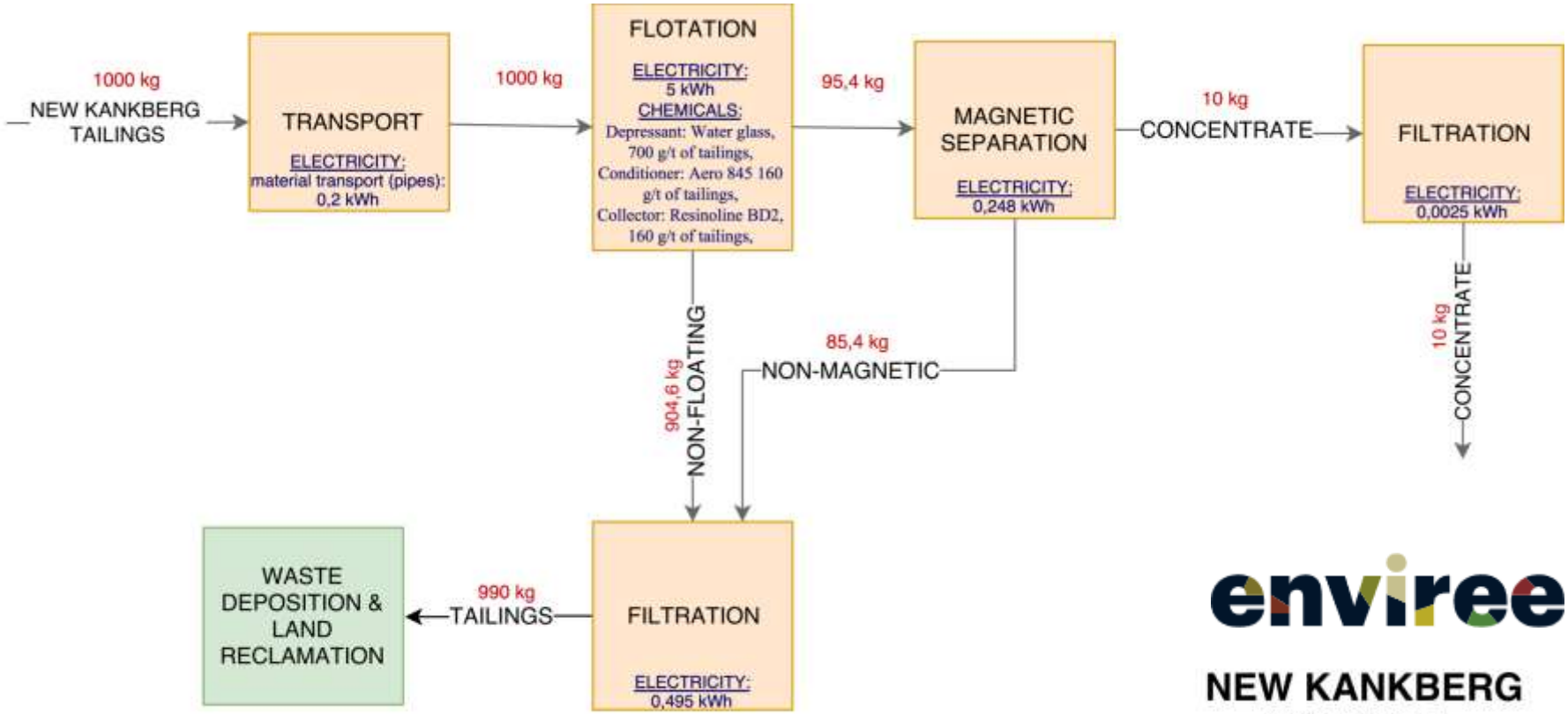
Przykład 2: LCA procesu produkcji REE ze źródeł wtórnych

- Kopalnia złota – New Kankberg (Szwecja),
- Roczna wydajność ok. 400 kton,
- W osadach poflotacyjnych zidentyfikowano REE (2916 ppm REO).

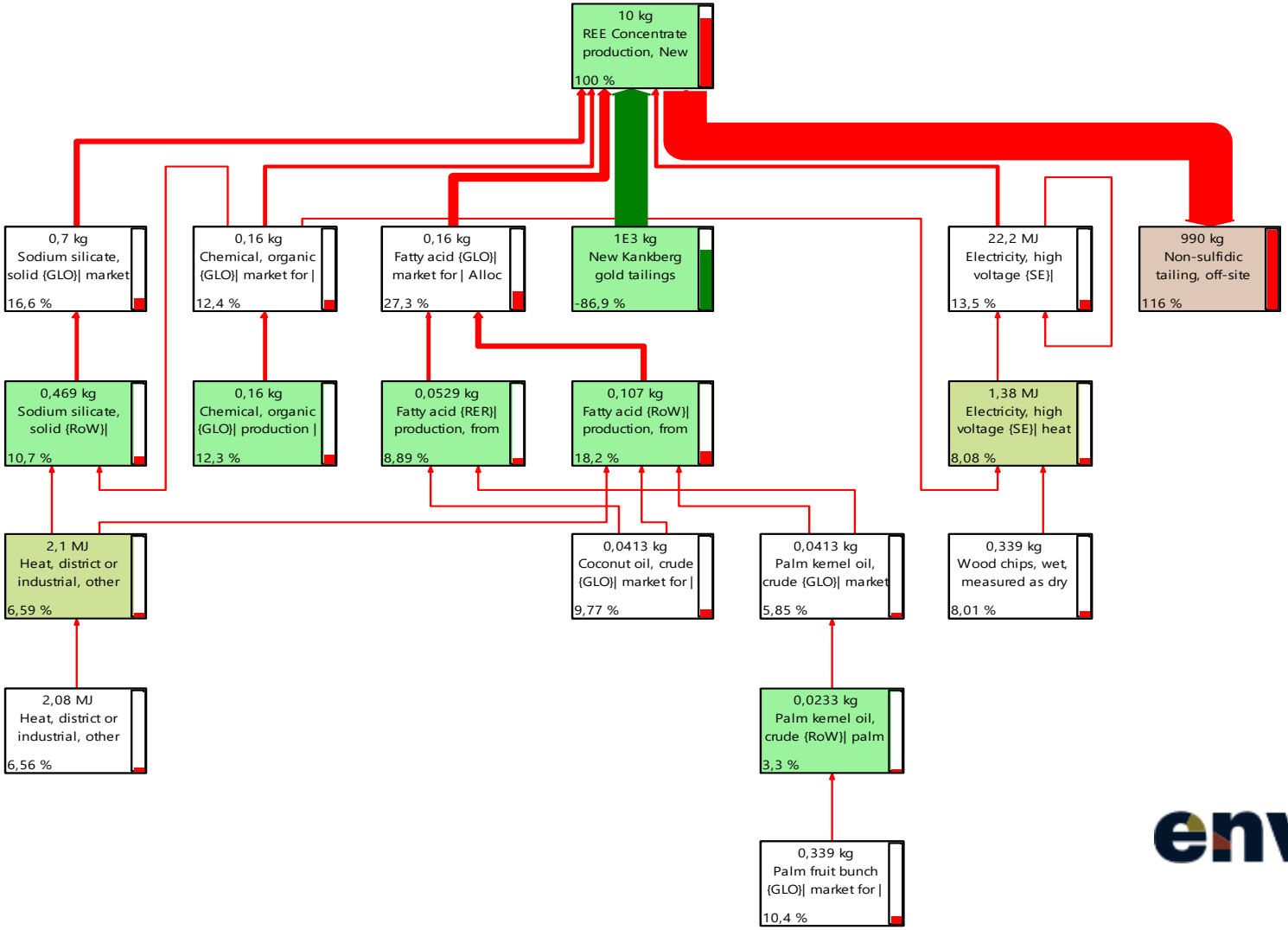


Przykład 1: LCA procesu produkcji REE ze źródeł wtórnych

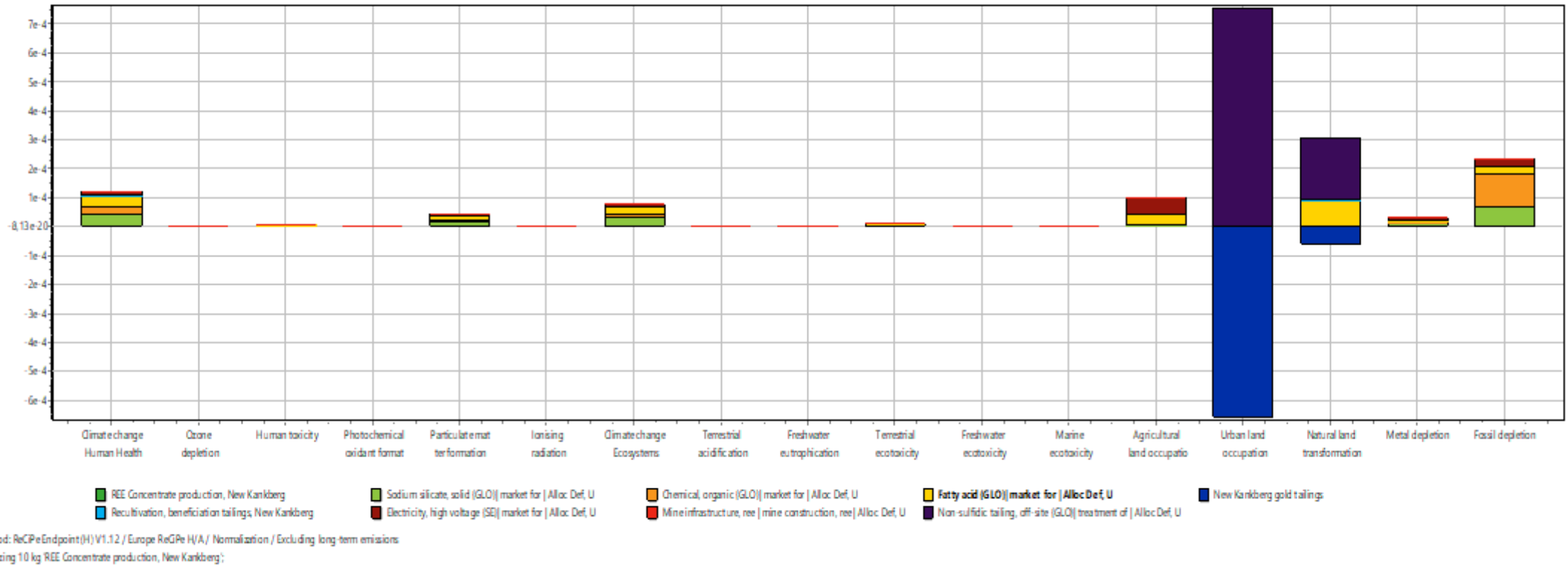
» Schemat opracowanej technologii wzbogacania



Przykład 2: LCA procesu produkcji REE ze źródeł wtórnych



Przykład 2: LCA procesu produkcji REE ze źródeł wtórnych



Przykład 2: LCA procesu produkcji REE ze źródeł wtórnych

- Pozytywny wpływ na środowisko w wyniku zastąpienia REE ze źródła pierwotnego, materiałami ze źródła wtórnego,
- Największy negatywny wpływ na środowisko wynika ze składowania odpadów.
- Do istotnych kategorii wpływu można zaliczyć: zajęcie terenów, przekształcenie terenów naturalnych i wyczerpywanie zasobów naturalnych.

Przykład 2: LCA procesu produkcji REE ze źródeł wtórnych

» Otrzymane wyniki można porównać z innymi scenariuszami, wariantami technologicznymi i innymi procesami, np. pozywskiwania REE ze źródeł pierwotnych.

Podsumowanie

- Metodyka analizy cyklu życia może być wykorzystana do identyfikacji problemów środowiskowych związanych z przemysłem górniczym.
- Wynik LCA mogą być wykorzystane w przygotowaniu przeglądów środowiskowych, pocesie decyzyjnym, przy planowaniu wprowadzania innowacji.

Dziękuję za uwagę

Rola ocen oddziaływania w publicznej dyskusji nad dużymi projektami górniczymi

Ryszard Kozakiewicz

XXVII Szkoła Eksploatacji Podziemnej
Kraków, 26-28.02.2018

Plan prezentacji

- Definicje i zakres ocen środowiskowych
- Cele, zadania i efekty ocen środowiskowych
- Wymagania w zakresie udziału społeczeństwa w SOOŚ i OOŚ
- Wytyczne dotyczące optymalizacji ocen środowiskowych – procedura wspólna oraz skoordynowana, oceny środowiskowe możliwe do połączenia,
- „tiering" – skoordynowana procedura ocen,
- Cele i efekty udziału społeczeństwa w procedurach ocen środowiskowych
- Wytyczne i dobre praktyki z zakresu udziału społeczeństwa, propozycje procedur udziału społeczeństwa,
- Rola ocen środowiskowych w edukacji ekologicznej i technologicznej społeczeństwa, kształtowanie postaw społecznych i racjonalnego podejścia do zagadnień środowiska i rozwoju technologicznego

Definicja OOŚ

Definicja na polskiej Wikipedii zaczyna się od słów

„Ocena oddziaływania na środowisko (OOŚ) (*environmental impact assessment*) jest **jednym z podstawowych instrumentów prawnych** ochrony środowiska.”

I dalej przy uszczegółowieniu definicji.

„Ocena oddziaływania przedsięwzięcia na środowisko to **postępowanie** oceniające wpływ planowanego przedsięwzięcia (…) na środowisko (łącznie z wpływem na zdrowie ludzi), na które składa się: **weryfikacja raportu oddziaływania przedsięwzięcia na środowisko (dostarczonego przez inwestora przedsięwzięcia) i uzyskanie wymaganych prawnie opinii i uzgodnień**.”

Definicja OOŚ

Dla porównania w wersji angielskiej opis hasła rozpoczyna się od:

"**Environmental assessment (EA) is the assessment of the environmental consequences (positive and negative) of a plan, policy, program, or actual projects prior to the decision to move forward with the proposed action.**

I zaraz poniżej definiuje cele oceny jako:

"The purpose of the assessment is to **ensure that decision makers consider the environmental impacts when deciding whether or not to proceed with a project**.

The International Association for Impact Assessment (IAIA) defines an environmental impact assessment as

"the process of identifying, predicting, evaluating and mitigating the biophysical, social, and other relevant effects of development proposals prior to major decisions being taken and commitments made"."

Cel oceny środowiskowej

Zasadniczym celem przeprowadzanych w ramach procedury OOŚ przeglądów, analiz i ocen jest:

dostarczenie interesariuszom (w tym decydentom – urzędowi wydającemu decyzję) informacji o prawdopodobnych zmianach środowiska i wpływie na społeczeństwo realizowanych planów, strategii oraz przedsięwzięć, hierarchizacji proponowanych wariantów pod kątem środowiskowym oraz wskazaniu i ocenie możliwych (racjonalnych) sposobów minimalizacji negatywnych oddziaływań

Ocena środowiskowa realizuje również inne cele:

- Informowanie społeczeństwa o planowanych działaniach i zapewnienie wpływu na decyzje oddziałujące na zdrowie, dostępne zasoby i jakość życia mieszkańców,
- Udowodnienie, że twórca planu, programu, strategii bądź inwestor przedsięwzięcia uwzględnił możliwości minimalizacji negatywnych oddziaływań, zapewnione zostały wymagania dotyczące ich przyszłego monitoringu, czego skutkiem jest utrzymanie kosztów zewnętrznych (środowiskowych, społecznych) na akceptowalnym poziomie,
- Rozwój metodyki oceny wpływu na środowisko i społeczeństwo,
- Hierarchizacja zamierzeń, technologii i przedsięwzięć pod kątem ich wpływu na środowisko i społeczeństwo.

Efekty ocen środowiskowych

Efekty środowiskowe:

- Minimalizacja negatywnego wpływu rozwoju gospodarczego na poszczególne komponenty środowiska i środowiska jako całości.
- Uwzględnienie w planach rozwoju zmian w środowisku, przewidywanie trendów w skali lokalnej, regionalnej i globalnej.
- Racjonalna gospodarka walorami i zasobami przyrody.

Efekty społeczne:

- **Edukacja ekologiczna społeczeństwa, przekazywanie informacji o wpływie działalności gospodarczej na środowisko i zmianach środowiska związanych z zaspokajaniem poszczególnych potrzeb społecznych.**
- **Dyskusja nad kierunkami rozwoju gospodarczego i społecznego. Przekazanie informacji o oddziaływania na środowisko i społeczeństwo poszczególnych technologii i produktów. Podejmowanie decyzji w oparciu o wiedzę techniczną i naukową. Większa świadomość dokonywanych wyborów konsumenckich.**
- **Zwiększenie wrażliwości społeczeństwa na stan środowiska na poziomie lokalnym, regionalnym i globalnym, wskazanie znaczenia usług środowiskowych dla rozwoju społecznego i gospodarczego.**

Efekty gospodarcze:

- Zapewnienie sprawiedliwego dostępu do zasobów i usług środowiskowych między poszczególne podmioty gospodarcze. Ograniczenie nieuczciwej konkurencji.
- Poszanowanie zasobów, ograniczenie marnotrawstwa, promocja dobrych praktyk gospodarczych Promocja nowych, bezpiecznych technologii.
- Przyspieszenie rozwoju technologicznego, zwiększenie dochodowości gałęzi przemysłu oferujących produkty charakteryzujące się lepszymi wskaźnikami efektywności materiałowej i energetycznej.
- Prognozowanie zmian środowiskowych i społecznych pod kątem dostosowania działalności poszczególnych branż gospodarki i poszczególnych przedsiębiorstw, uwzględniającej minimalizację kosztów działalności w średniej i długiej skali czasowej.

Zadania OOŚ

„W ramach oceny oddziaływania przedsięwzięcia na środowisko określa się, analizuje oraz ocenia

1) bezpośredni i pośredni wpływ danego przedsięwzięcia na:
   a) środowisko oraz ludność, w tym zdrowie i warunki życia ludzi,
   b) dobra materialne,
   c) zabytki,
   ca) krajobraz, w tym krajobraz kulturowy,
   d) wzajemne oddziaływanie między elementami, o których mowa w lit. a–ca,
   e) dostępność do złóż kopalin;

1a) ryzyko wystąpienia poważnych awarii oraz katastrof naturalnych i budowlanych;

2) możliwości oraz sposoby zapobiegania i zmniejszania negatywnego oddziaływania przedsięwzięcia na środowisko;

3) wymagany zakres monitoringu.”

- *(ustawa OOŚ)*

Zadania OOŚ

- rozpoznanie (identyfikacja) oddziaływań
- interpretacja oddziaływań
- przewidzenie skutków

- określenie możliwości minimalizacji oddziaływań
- określenie zakresu monitoringu środowiska gwarantującego skuteczną kontrolę oddziaływań na etapach budowy, eksploatacji i likwidacji,

- określenie rygorów pod którymi możliwa jest realizacja przedsięwzięcia,

- **prezentacja wyników oceny społeczeństwu,**

- weryfikacja modeli i prognoz (analizy porealizacyjne)

Etapy OOŚ

ocena wstępna (screening, scoping)

- identyfikacja zagrożeń
- wstępne szacowanie skutków

ocena szczegółowa

- modelowanie oddziaływań
- badania terenowe i laboratoryjne
- odniesienie do standardów, norm i dobrych praktyk
- ocena wielokryterialna
- określenie warunków przy spełnieniu których oddziaływanie przedsięwzięcia nie będzie przekraczać standardów i norm środowiskowych (bądź może być uznane za optymalne przy uwzględnieniu szkód środowiskowych i kosztów ich unikania)

ocena porealizacyjna

„Ustawowe” rodzaje ocen

- Ocena strategiczna (SOOŚ)
- Ocena dla przedsięwzięć (OOŚ)
- ***Ocena wpływu na obszary Natura 2000*** *(procedura wspólna, lub OON)*
- Przegląd środowiskowy

Inne „oceny środowiskowe”

- Ocena wpływu nowych technologii na środowisko (BAT, BREF)
- Przeglądy środowiskowe związane z systemami zarządzania środowiskowego w przedsiębiorstwach (ISO 14001, EMAS)
- Ocena oddziaływania produktu/usługi (ekoetykiety, LCA)
- Ocena środowiskowo-społeczna (w tym S-LCA, CSR)
- Ocena z punktu widzenia realizacji zasad rozwoju zrównoważonego
- Ocena wpływu rozwiązań prawnych na środowisko

Udział społeczeństwa w procedurach OOŚ

Udział społeczeństwa w procedurach OOŚ

Art. 39. (SOOŚ)

1. Organ opracowujący projekt dokumentu wymagającego udziału społeczeństwa, bez zbędnej zwłoki, podaje do publicznej wiadomości informację o:

1) przystąpieniu do opracowywania projektu dokumentu i o jego przedmiocie;

2) możliwościach zapoznania się z niezbędną dokumentacją sprawy oraz o miejscu, w którym jest ona wyłożona do wglądu;

3) możliwości składania uwag i wniosków;

4) sposobie i miejscu składania uwag i wniosków, wskazując jednocześnie co najmniej 21-dniowy termin ich składania;

5) organie właściwym do rozpatrzenia uwag i wniosków;

6) postępowaniu w sprawie transgranicznego oddziaływania na środowisko, jeżeli jest prowadzone.

Art. 79. (OOŚ)

1. Przed wydaniem decyzji o środowiskowych uwarunkowaniach organ właściwy do jej wydania zapewnia możliwość udziału społeczeństwa w postępowaniu, w ramach którego przeprowadza ocenę oddziaływania przedsięwzięcia na środowisko.

Wytyczne dotyczące optymalizacji ocen środowiskowych

przeprowadzanych na mocy art. 2 ust. 3 dyrektywy w sprawie ocen oddziaływania na środowisko (dyrektywa Parlamentu Europejskiego i Rady 2011/92/UE, zmieniona dyrektywą 2014/52/UE) (2016/C 273/01) (Dz.U.UE C z dnia 27 lipca 2016 r.)

„2. ***Procedury wspólne i skoordynowane stosowane na mocy art. 2 ust. 3 zmienionej dyrektywy w sprawie OOŚ***

W dyrektywie w sprawie OOŚ wskazano dwie procedury pozwalające zoptymalizować przeprowadzanie ocen środowiskowych w odniesieniu do przedsięwzięć, do których ma zastosowanie dyrektywa w sprawie ocen oddziaływania na środowisko (OOŚ), oraz inne oceny środowiskowe przewidziane w odpowiednich przepisach UE. Są to:

(i) procedura wspólna;

oraz

(ii) procedura skoordynowana.

W odniesieniu do danego przedsięwzięcia lub typu przedsięwzięcia może być zastosowana albo jedna z tych procedur, albo procedura łącząca je w sobie. „

„4.2. Konsultacje i udział społeczeństwa

Udział społeczeństwa to kluczowy etap procedury OOŚ, który jest zgodny z międzynarodowymi zobowiązaniami UE wynikającymi z konwencji z Aarhus(11).

W dyrektywie w sprawie OOŚ określono wiążące wymagania dotyczące udziału społeczeństwa(12). Ramy czasowe konsultacji z zainteresowaną społecznością, dotyczących raportu o oddziaływaniu przedsięwzięcia na środowisko, nie mogą być krótsze niż 30 dni (13).

Zapewnienie udziału społeczeństwa w ocenach środowiskowych pozwala na zachowanie skutecznej hierarchii konsultacji w zależności od specyfiki danej oceny. „

Możliwe inspiracje udziału społeczeństwa w procedurze OOŚ

- Przekonanie o indywidualnym zagrożeniu zdrowia i jakości życia (choroba, ograniczenie dostępu do zasobów środowiska, obniżenie jakości życia i szans rozwoju)
- Przekonanie o indywidualnych stratach finansowych lub materialnych (obniżenie ceny nieruchomości, obniżenie ilości i jakości plonów, ograniczenia funkcji terenu, wzrost nakładów na utrzymanie obiektów)
- Oczekiwanie korzyści materialnych lub finansowych (wzrost wartości gruntu, odszkodowania, dostęp do nowych usług, pracy itp.)
- Obawa przed zmianą, wzrost niepewności przyszłości, brak zaufania do firm, urzędów, ekspertów,
- podejrzenie manipulacji, wyzysku, „zarabiania moim kosztem”
- Troska o interesy społeczności lokalnej i regionalnej (właściwa gospodarka zasobami i ochrona walorów dla zaspokojenia potrzeb społecznych, hierarchia potrzeb społecznych)
- Przekonanie o znaczących lokalnych lub globalnych szkodach w środowisku (zachowanie zasobów i walorów warunkiem przetrwania cywilizacji)
- Troska o ogólny stan środowiska i społeczeństwa w przyszłości
- Niezgodność z uznawaną za optymalną ścieżką rozwoju społecznego i gospodarczego
- Przekonanie o naruszeniu prawa (standardów i procedur)

Kontekst dyskusji społecznej raportów OOŚ

Dostarczenie informacji (zmniejszenie niepewności) na wczesnych etapach oceny środowiskowej (lub przed jej rozpoczęciem) może ograniczyć liczbę i skalę konfliktów.

Istotna rola dostępu do informacji „kontekstowej" odnoszącej się do innych obiektów, technologii, ścieżek rozwoju, wariantów inwestycyjnych.

Wczesna identyfikacja i wyjaśnienie kwestii spornych, oraz przekazanie rzetelnej wiedzy ułatwia i przyspiesza proces konsultacji społecznych konkretnych raportów OOŚ.

Znacząca rola edukacji technologicznej i ekologicznej przekazującej poprawny (rzetelny, racjonalny) obraz możliwości i zagrożeń.

Odsunięcie szerokich konsultacji społecznych na końcowy etap OOŚ (21 dniowy okres wyłożenia raportu i zbierania uwag) może skutkować znaczącym oporem i konfliktami społecznymi.

Dobre praktyki (wytyczne… cd)

„Dobrą praktyką jest informowanie i angażowanie społeczeństwa już od samego początku procedury oceny środowiskowej, tj. od etapu ustalania zakresu. Powyższe dotyczy także procedur ocen realizowanych na mocy dyrektywy siedliskowej.

W przypadku procedury wspólnej jednolity raport dotyczący środowiska ***należy*** *udostępnić publicznie w rozsądnym czasie. Społeczeństwu* ***należy*** *zapewnić skuteczne możliwości udziału w procedurach podejmowania decyzji dotyczących środowiska(14).*

W przypadku procedury skoordynowanej wyznaczony organ odpowiedzialny za koordynację ***może*** *dopilnować, aby społeczeństwo miało dostęp do informacji i możliwość uczestnictwa w sposób wskazany w art. 6 ust. 3 i 4 dyrektywy w sprawie OOŚ i innych aktach prawodawstwa UE przewidujących konsultacje społeczne i udział społeczeństwa,* ***równolegle z informacjami opracowywanymi na mocy dyrektywy w sprawie OOŚ****."*

WYTYCZNE DOTYCZĄCE KONSULTACJI I UDZIAŁU SPOŁECZEŃSTWA

— Na różnych etapach zoptymalizowanych procedur środowiskowych powinna istnieć możliwość planowania udziału społeczeństwa i konsultacji społecznych. Zaleca się wczesne zaangażowanie społeczeństwa, tj. na etapie ustalania zakresu.

— Jeśli w związku z przeprowadzanymi ocenami wymaganych jest kilka konsultacji społecznych, to powinny się one odbywać albo w ramach jednolitej zintegrowanej procedury konsultacji, albo w ramach procedur skoordynowanych.

— Określenie rozsądnych maksymalnych ram czasowych informowania społeczeństwa i przeprowadzania konsultacji społecznych upraszcza procedurę i czyni ją bardziej wydajną z korzyścią zarówno dla właściwych organów, jak i dla wykonawców.

Oceny środowiskowe

Jaka jest w każdej z nich pozycja, rola i zadanie konsultacji społecznych i dialogu ze społeczeństwem?

- Ocena strategiczna
- Ocena dla przedsięwzięć (inwestycji)
- Ocena wpływu na obszary Natura 2000
- Przegląd środowiskowy
- Ocena wpływu technologii na środowisko (na potrzeby BAT, BREF)

- Przeglądy środowiskowe związane z systemami zarządzania środowiskowego w przedsiębiorstwach (ISO 14001, EMAS)
- Ocena oddziaływania produktu/usługi (ekoetykiety, LCA)
- Ocena środowiskowo-społeczna (w tym S-LCA, CSR)
- Ocena z punktu widzenia realizacji zasad rozwoju zrównoważonego
- Ocena wpływu rozwiązań prawnych na środowisko

Etap strategiczny

- Zawiadomienie o podjęciu prac nad planem,
- Przyjmowanie społecznych uwag i wniosków do planu
- Konsultacje społeczne prognozy dla planu (SOOŚ)
- Raport z konsultacji społecznych planu i prognozy

Etap inwestycyjny

- Zawiadomienie o przystąpieniu do procedury OOŚ
- Konsultacje społeczne raportu OOŚ
- Udostępnienie informacji o raporcie OOŚ (baza danych – informacje o raporcie a nie raport)

„Tiering” dla SOOŚ i OOŚ

tier
poziom (systemu)
szczebel (organizacji)
warstwa (kanapki, ciastka)

Koncepcja dyskutowana od lat 90, różne podejścia do problemu

- Identyfikacja, opis i ocena aspektów i oddziaływań środowiskowych odpowiednio do poziomu oceny,
- Uwzględnienie zapotrzebowania na informację dla etapów kolejnych,
- Ocena wieloetapowa, cykliczna, prowadzona w miarę uszczegółowiania założeń przedsięwzięcia,
- Zarządzanie „oceną środowiskową” w sposób spójny i przemyślany

Wymagania:

- Koordynacja zadań i etapów, koordynacja zespołów, poprawne i wczesne określenie zapotrzebowania na informacje, tworzenie z wyprzedzeniem zasobów informacji (zarówno po stronie inwestora jak i kraju, oraz jednostek naukowo-badawczych)
- Szeroka analiza problemów, wczesna identyfikacja zagadnień istotnych przy kolejnych ocenach
- Uwzględnienie specyfiki wszystkich poziomów i rodzajów ocen

Korzyści:

- **Zmniejszenie niepewności w procesie inwestycyjnym (inwestor)**
- **Przyspieszenie procesu oceny na różnych szczeblach (inwestor, administracja)**
- **Zwiększenie wiarygodności ocen i zaufania społecznego (społeczeństwo, inwestor, administracja)**
- **Poprawa jakości oceny (środowisko, społeczeństwo)**

- Ocena strategii globalnej (branży i/lub państwa, regionu)
- Ocena technologii
- Ocena strategii lokalnej (regionu i/lub przedsiębiorstwa)
- Ocena koncepcji
- Ocena inwestycji (przedsięwzięcia)
- Analizy porealizacyjne
- Współtworzenie zasobów informacyjnych
- Zarządzanie środowiskowe (ISO 14001, EMAS)
- Dialog ze społeczeństwem – biznes odpowiedzialny społecznie (SCR)

Proces cykliczny

Możliwości:

- Koordynacja różnych etapów ocen
- Koordynacja konsultacji społecznych ocen dla różnych przedsięwzięć (na różnych etapach)
- Wyprzedzające w stosunku do konkretnej procedury OOŚ tworzenie narzędzi, platform i kanałów konsultacji społecznych („oswojenie z platformą”, budowanie wiarygodności)
- Ogólna edukacja technologiczna i ekologiczna społeczeństwa (w szczególności społeczności lokalnych objętych potencjalnie wpływami planowanego zamierzenia)

Przykłady,
kierunki rozwoju

Dziękuję za uwagę

DR INŻ. RYSZARD KOZAKIEWICZ

Akademia Górniczo – Hutnicza w Krakowie
Wydział Geodezji Górniczej i Inżynierii Środowiska
Katedra Kształtowania i Ochrony Środowiska

Ryszard.Kozakiewicz@agh.edu.pl

XXVII Szkoła Eksploatacji Podziemnej
Kraków, 26-28.02.2018

Zasoby informacyjne INSPIRE w realizacji ocen oddziaływania na środowisko

Ryszard Kozakiewicz

XXVII Szkoła Eksploatacji Podziemnej
Kraków, 26-28.02.2018

Plan prezentacji

- Rodzaje i etapy ocen oddziaływania – specyfika zapotrzebowania na informację
- Zakres ocen oddziaływania na środowisko – komponenty
- Informacje generowane w czasie sporządzania oceny – możliwość zasilania systemu informacji o środowisku
- Wybrane warstwy tematyczne planowane do utworzenia w oparciu o dyrektywę INSPIRE – zawartość tematyczna i powiązania z ocenami oddziaływania na środowisko
- Zapotrzebowanie na informację i zasilanie zasobu w trakcie sporządzania OOŚ a zasoby Geoportalu INSPIRE
- Geportale regionalne, lokalne i branżowe – znaczenie dla przyspieszenia realizacji ocen środowiskowych oraz konsultacji społecznych wyników ocen

Rodzaje i etapy ocen

Rodzaje

- **Ocena strategiczna (SOOŚ)**
- **Ocena dla przedsięwzięć (OOŚ)**
- *Ocena wpływu na obszary Natura 2000* *(procedura wspólna, lub OON)*
- Przegląd środowiskowy

Etapy

ocena wstępna (screening, scoping)

- identyfikacja zagrożeń
- wstępne szacowanie skutków

ocena szczegółowa

- modelowanie oddziaływań
- badania terenowe i laboratoryjne
- ocena wielokryterialna
- określenie warunków przy spełnieniu których oddziaływanie przedsięwzięcia nie będzie przekraczać standardów i norm środowiskowych,

ocena porealizacyjna

Art. 51.

2. Prognoza oddziaływania na środowisko:

…

2) określa, analizuje i ocenia:

…

e) przewidywane **znaczące** oddziaływania, w tym **oddziaływania bezpośrednie, pośrednie, wtórne, skumulowane, krótkoterminowe, średnioterminowe i długoterminowe, stałe i chwilowe oraz pozytywne i negatywne**,

na cele i przedmiot ochrony obszaru Natura 2000 oraz integralność tego obszaru,

a także na środowisko,

a w szczególności na:

- **różnorodność biologiczną,**
- **ludzi,**
- **zwierzęta,**
- **rośliny,**
- **wodę,**
- **powietrze,**
- **powierzchnię ziemi,**
- **krajobraz,**
- **klimat,**
- **zasoby naturalne,**
- **zabytki,**
- **dobra materialne**
- **z uwzględnieniem zależności między tymi elementami środowiska i między oddziaływaniami na te elementy;**

Art. 62. 1. W ramach oceny oddziaływania przedsięwzięcia na środowisko określa się, analizuje oraz ocenia:

1) bezpośredni i pośredni wpływ danego przedsięwzięcia na:

a) środowisko oraz ludność,

w tym zdrowie i warunki życia ludzi,

b) dobra materialne,

c) zabytki,

ca) krajobraz, w tym krajobraz kulturowy,

d) wzajemne oddziaływanie między elementami, o których mowa w lit. a–ca,

e) dostępność do złóż kopalin;

1a) ryzyko wystąpienia poważnych awarii oraz katastrof naturalnych i budowlanych; …

Art. 66. 1. Raport o oddziaływaniu przedsięwzięcia na środowisko powinien zawierać … :

…

6a) porównanie oddziaływań analizowanych wariantów na:

a) ludzi, rośliny, zwierzęta, grzyby i siedliska przyrodnicze, wodę i powietrze,

b) powierzchnię ziemi, z uwzględnieniem ruchów masowych ziemi, i krajobraz,

c) dobra materialne,

d) zabytki i krajobraz kulturowy, objęte istniejącą dokumentacją, w szczególności rejestrem lub ewidencją zabytków,

e) formy ochrony przyrody, o których mowa w art. 6 ust. 1ustawy z dnia 16 kwietnia 2004 r. o ochronie przyrody, w tym na cele i przedmiot ochrony obszarów Natura 2000, oraz ciągłość łączących je korytarzy ekologicznych,

f) elementy wymienione w art. 68 ust. 2 pkt 2 lit. b, jeżeli zostały uwzględnione w raporcie o oddziaływaniu przedsięwzięcia na środowisko lub jeżeli są wymagane przez właściwy organ,

g) wzajemne oddziaływanie między elementami, o których mowa w lit. a–f;

→ → → *Art. 63.*

*„**Art. 66.** 1. Raport o oddziaływaniu przedsięwzięcia na środowisko powinien zawierać … :*

…

13) przedstawienie zagadnień w formie graficznej;

14) przedstawienie zagadnień w formie kartograficznej w skali

odpowiadającej przedmiotowi i szczegółowości analizowanych w raporcie zagadnień

oraz

umożliwiającej kompleksowe przedstawienie przeprowadzonych analiz oddziaływania przedsięwzięcia na środowisko;

…”

Dwa odrębne wymagania, **odpowiedniej szczegółowości** oraz **kompleksowego przedstawienia**.

Prezentacja wyników raportu OOŚ w formie warstw SIP, lub map dostępnych w Internecie wymaga odrębnego (od materiałów roboczych raportu) przygotowania materiałów, z uwzględnieniem zarówno specyfiki prezentowanych wyników oceny jak i możliwości portalu a także potencjalnych platform i metod prezentacji.

Integracja narzędzi ocen oddziaływania na środowisko z narzędziami oferowanymi w ramach zasobów informacji przestrzennej wymaga wypracowania „dobrych praktyk” i przygotowania odpowiednich procedur „na pograniczu” obu systemów.

Informacje generowane w ramach oceny oddziaływania na środowisko

- Współrzędne, charakter, parametry emitorów zanieczyszczeń do powietrza, emisji hałasu, emisji do wód powierzchniowych i podziemnych,
- Współrzędne, charakter, parametry oraz czas trwania obiektów czasowych, pojawiających się w związku z prowadzoną działalnością,
- Cechy (atrybuty) budowli i instalacji charakteryzujące ich uciążliwość dla środowiska, prawdopodobieństwo awarii i podatność na zagrożenia naturalne i antropogeniczne,
- Współrzędne, charakter, cechy terenów użytkowanych na etapie budowy, rozbiórki i w prognozowanych sytuacjach nadzwyczajnych,
- Współrzędne, charakter, cechy możliwych (rozważanych w ocenie) sytuacji awaryjnych i katastrof,
- Pola stężeń zanieczyszczeń i uciążliwości związanych z emisją związaną z ocenianym przedsięwzięciem
- Zasięg prognozowanego znaczącego oddziaływania na środowisko (w poszczególnych komponentach),
- Lokalizacja i charakter szczególnie wrażliwych i potencjalnie narażonych obiektów i elementów środowiska (kultura, przyroda, społeczeństwo),
- Wyniki inwentaryzacji flory i fauny na terenie potencjalnego oddziaływania przedsięwzięcia,
- Wielkość emisji zanieczyszczeń do powietrza, wód i ziemi, hałasu, pól elektromagnetycznych, promieniowania jonizującego w standardowej pracy oraz w sytuacjach nadzwyczajnych i w czasie awarii i katastrof,

INSPIRE

INfrastructure for **SP**atial **I**nfo**R**mation in **E**urope

Cele

- ułatwienie i przyspieszenie dostępu do danych
- zwiększenie możliwości ich porównywania w ramach krajów Unii Europejskiej,
- wzrost zainteresowania danymi przestrzennymi jako narzędziem do zarządzania szeroko pojętym środowiskiem.

Zespół środków prawnych, organizacyjnych, technicznych wraz z powiązanymi z nimi usługami oferujący powszechny dostęp do danych przestrzennych na terenie Unii Europejskiej.

Geoportal umożliwiający dostęp do zasobów danych przestrzennych w formie:

- usług sieciowych,
- serwisów katalogowych
- metadanych.

Poniższe informacje pochodzą z serwisu inspire.ec.europa.eu (luty 2018)

Aneks I

1 Systemy odniesienia za pomocą współrzędnych
2 Systemy siatek geograficznych
3 Nazwy geograficzne
4 Jednostki administracyjne
5 Adresy
6 Działki katastralne
7 Sieci transportowe
8 Hydrografia
9 Obszary chronione

Aneks II

1 Ukształtowanie terenu
2 Użytkowanie terenu
3 Ortofotomapa
4 Geologia

Aneks III

1 Jednostki statystyczne
2 Budynki (Położenie geograficzne budynków.)
3 Gleba
4 Zagospodarowanie przestrzenne
5 Zdrowie i bezpieczeństwo ludzi
6 Usługi użyteczności publicznej i służby państwowe
7 Urządzenia do monitorowania środowiska
8 Obiekty produkcyjne i przemysłowe
9 Obiekty rolnicze i akwakultury
10 Rozmieszczenie ludności – Demografia
11 Gospodarowanie obszarem/strefy ograniczone/regulacyjne i jednostki sprawozdawcze
12 Strefy zagrożenia naturalnego
13 Warunki atmosferyczne
14 Warunki meteorologiczno-geograficzne
15 Warunki oceanograficzno-geograficzne
16 Regiony morskie
17 Regiony biogoegraficzne
18 Siedliska i obszary przyrodniczo jednorodne
19 Rozmieszczenie gatunków
20 Zasoby energetyczne
21 Zasoby mineralne

5. Zdrowie i bezpieczeństwo ludzi

Rozmieszczenie geograficzne występowania patologii chorobowych (alergii, nowotworów, chorób układu oddechowego itd.),

informacje dotyczące wpływu na zdrowie (biomarkery, spadek płodności, epidemie) lub dobre samopoczucie ludzi (zmęczenie, stres itd.)

związane bezpośrednio (zanieczyszczenie powietrza, chemikalia, zubożenie warstwy ozonowej, hałas itd.)

lub pośrednio (pożywienie, organizmy zmodyfikowane genetycznie itd.)

z jakością środowiska.

6. Usługi użyteczności publicznej i służby państwowe

- Kanalizacja, zarządzanie odpadami, dostawa energii i wody (instalacje, urządzenia)
- Urządzenia do oczyszczania wód i składowania odpadów, miejsca przerobu odpadów (wysypiska, spalarnie, kompostownie itp. – informacje o ilościach, rodzaju, składzie odpadów, pojemności i warunkach technicznych),
- „dzikie wysypiska", nielegalne składowiska odpadów,
- Konstrukcje anty-hałasowe,
- Telefonia, telewizja kablowa, Internet,
- Administracyjne i społeczne służby państwowe i samorządowe
- Urzędy, komisariaty policji, remizy straży pożarnej,
- Szpitale, przychodne, domy seniora, szkoły, przedszkola itp.

7. Urządzenia do monitorowania środowiska

8. Obiekty produkcyjne i przemysłowe

Zakłady przemysłowe w tym obiekty objęte dyrektywą IPPC,
urządzenia poboru wody,
miejsca wydobycia i składowiska.

Sieci dystrybucyjne energii,
miejsca magazynowania (lecz nie sieć należąca do komponentu „uzbrojenie terenu")

Zakres, przykłady użycia: Potrzebne w modelowaniu oraz ocenie nacisków na środowisko, w planowaniu zagospodarowania przestrzennego, zarządzaniu ryzykiem oraz zagrożeniami. Potrzebne na wszystkich poziomach geograficznych od europejskiego po lokalny. Potrzebne dla informowaniu opinii publicznej. Zgrubne przedstawienie w europejskim zbiorze danych dla niektórych obiektów w GISCO. Także geograficzna baza danych w EPER, z przeglądarką map ze szczegółami dotyczącymi miejsca produkcji, por. www.eper.eu.int

11. Gospodarowanie obszarem/strefy ograniczone/regulacyjne i jednostki sprawozdawcze

Obszary zarządzane, regulowane lub wykorzystywane do celów sprawozdawczych na poziomie międzynarodowym, europejskim, krajowym, regionalnym i lokalnym.

Obejmują również:

- wysypiska śmieci,
- obszary o ograniczonym dostępie wokół ujęć wody pitnej,
- strefy zagrożone przez azotany,
- uregulowane drogi wodne na morzach lub wodach śródlądowych o dużej powierzchni,
- obszary przeznaczone pod wysypiska śmieci,
- strefy ciszy, ograniczeń hałasu,
- obszary wymagające zezwolenia na poszukiwania i wydobycie,
- obszary dorzeczy,
- odpowiednie jednostki sprawozdawcze i obszary zarządzania strefą brzegową.

12. Strefy zagrożenia naturalnego
13. Warunki atmosferyczne

14. Warunki meteorologiczno-geograficzne
15. Warunki oceanograficzno-geograficzne
16. Regiony morskie
17. Regiony biogoegraficzne

18. Siedliska i obszary przyrodniczo jednorodne

Obszary geograficzne odznaczające się szczególnymi warunkami przyrodniczymi, procesami, strukturą i (podtrzymującymi życie) funkcjami, które fizycznie umożliwiają egzystencję żyjącym na nich organizmom. Obejmują obszary lądowe i wodne wyróżniające się cechami geograficznymi, abiotycznymi i biotycznymi, czy to w całości naturalne czy też półnaturalne.

Dla wykorzystania do wstępnej bądź szczegółowej OOŚ podstawowe znaczenie będzie miała szczegółowość, kompletność i aktualność danych w warstwie informacyjnej.

19. Rozmieszczenie gatunków

Geograficzne rozmieszczenie występowania gatunków zwierząt i roślin pogrupowanych według siatki geograficznej, regionu, jednostki administracyjnej lub innej jednostki analitycznej.

Warstwa przeglądowa, odniesienie do pokrycia rastrowego lub jednostek analitycznych

20. Zasoby energetyczne

Złoża ropy naftowej, gazu, węgla, zasoby do produkcji energii jądrowej

Odnawialne zasoby energii na przykład:
biomasa (lasy, odpady leśne, słoma, odpady rolnicze, energia wodna, geotermalna, słoneczna, wiatrowa itd.

„Energy Resources in INSPRE covers **historic, current and future** energy resources and the **entire lifecycle of energy resources**, **irrespective of its viability in terms of economic, social and technological aspects**.

It takes into account resources that are depleted due to exploitation in the past and resources currently not viable but may become so in the future.

Information about location and the potential of energy resources have a significant impact on the environment. This impact can have both positive and negative implications, therefore appropriate knowledge about the extent, distribution and volumes of the resources is of great value.

There is a main distinction between fossil fuels and renewable energy resources. The concept of energy resources provides focus to the resource aspect and the extent/distribution of the resources."
http://inspire.ec.europa.eu/theme/er

21. Zasoby mineralne

Zasoby mineralne, w tym rudy metali, minerały przemysłowe itd., w odpowiednich przypadkach łącznie z informacjami dotyczącymi głębokości/wysokości i rozmiarów danych zasobów.

The important attributes such as the nature, genesis, location, extent, mining and distribution of resources reflect the two main identified categories of potential use.

These are:
- **Management of resources and their exploitation and exploration activities**: provision of information on inventoried mineral resources as well as on the quantitative assessment of undiscovered mineral resources and the modelling of mineral deposits.

- **Environmental impact assessments:** mapping and measuring environmental geological parameters for assessing geological material to be used for construction and rehabilitation at the mine site.

The Mineral resources data model is organised around two major categories of information:
description and location of mines and mining activities;
the description and location of "earth resources" including their classification, estimates of amount, as well as a description of the main market commodities.

The energy resources such as coal, oil and gas are excluded in this theme, as they are found in theme energy resources.

http://inspire.ec.europa.eu/theme/mr

Zasoby informacji o środowisku w społecznym i gospodarczym rozwoju regionu

- Rozwój geoportali regionalnych i lokalnych
- Zawartość informacyjna i narzędzia geoportali w zrównoważonym rozwoju społeczności lokalnych
- Geoportal jako platforma udostępniania społeczeństwu wyników ocen oddziaływania na środowisko
- Geoportale jako narzędzie edukacji ekologicznej i technologicznej
- Geoportale jako źródło informacji kontekstowej w czasie konsultacji wyników ocen oddziaływania na środowisko
- System Geoportali w Europie jako międzynarodowa platforma wymiany informacji – otwartość systemu, prawa obywateli do dostępu do informacji o środowisku, jego stanie, ochronie i zagrożeniach

Dziękuję za uwagę

DR INŻ. RYSZARD KOZAKIEWICZ

Akademia Górniczo – Hutnicza w Krakowie
Wydział Geodezji Górniczej i Inżynierii Środowiska
Katedra Kształtowania i Ochrony Środowiska

Ryszard.Kozakiewicz@agh.edu.pl

XXVII Szkoła Eksploatacji Podziemnej
Kraków, 26-28.02.2018

Wpływ prowadzenia sekcji obudowy zmechanizowanej w chodniku przyścianowym na zasięg penetracji powietrza w zrobach ścian przewietrzanych sposobem „U" po caliźnie węglowej

Eugeniusz Krause
GIG KD Barbara

Andrzej Słowik
PGG S.A. Oddział KWK ROW Ruch Jankowice

STRESZCZENIE: Prowadzenie sekcji obudowy zmechanizowanej w chodniku przyścianowym przy przewietrzaniu ściany sposobem na „U" po caliźnie węglowej wpływa na poprawę płynności postępu eksploatacyjnego. Nowe uwarunkowania związane ze stosowaniem tej technologii prowadzenia ściany, stwarzają warunki zmniejszające strefę zasięgu penetracji powietrza w zrobach, co ma bezpośredni wpływ na kształtowanie się zagrożenia pożarem endogenicznym. Nie bez znaczenia na rozkład koncentracji metanu w zrobach ściany, a tym samym efektywność odmetanowania zrobów ściany ma obecność w chodniku przyścianowym doprowadzającym powietrze do ściany sekcji chodnikowej obudowy zmechanizowanej. W artykule w szczególności odniesiono się do wpływu prowadzenia sekcji chodnikowej obudowy zmechanizowanej na kształtowanie się zagrożenia pożarami endogenicznymi w zrobach ścianowych przy przewietrzaniu sposobem „U" po caliźnie węglowej.

1. WPROWADZENIE

W warunkach stosowania eksploatacji pokładów systemem ścianowym na zawał występująca przepuszczalność gazowa strefy górotworu obejmująca zawał bezpośredni ściany jest kilkaset razy większa od przepuszczalności skał w górotworze nienaruszonym nie objętym odprężeniem eksploatacyjnym. W warunkach wysokiej przepuszczalności gazowej w zrobach eksploatowanych ściany może dochodzić do intensywnej migracji powietrza w zrobach, a zasięg powietrza penetrującego zroby bogatego w tlen może przyczyniać się do samozagrzewania się węgla pozostawionego w zrobach poeksploatacyjnych ściany, szczególnie w strefie zawału bezpośredniego. Na zasięg penetracji powietrza w zrobach eksploatowanej ściany mają wpływ takie czynniki, jak:

- system eksploatacji oraz sposób przewietrzania ściany,

- wydatek powietrza doprowadzanego do ściany,
- struktura i rodzaj skał tworzących zawał bezpośredni,
- gabaryty wyrobiska ścianowego oraz chodnika przyścianowego, w szczególności na wlocie do ściany,
- sposób uszczelnienia zrobów poeksploatacyjnych ściany od strony chodników przyścianowych,
- rozkład pola potencjałów aerodynamicznych w czynnych wyrobiskach na obrysie zrobów okonturowujących parcelę eksploatacyjną,

Przepuszczalność gazowa strefy górotworu tworzącej zawał bezpośredni zależy ponadto od rodzaju skał zalegających bezpośrednio nad pokładem eksploatowanym. Przyjmuje się, że wysokość zawału bezpośredniego mieści się w przedziale 4-5 krotnej wysokości furty eksploatacyjnej.

Na kształtowanie się wysokiej przepuszczalności zrobów ścianowych mają wpływ szczególnie te obszary górotworu, które przylegają bezpośrednio do wyrobisk przyścianowych okonturowujących parcelę eksploatowanej ściany. W bezpośrednim sąsiedztwie chodników przyścianowych zawał nie wypełnia całej objętości, a tym samym tworzą się pustki, charakteryzujące się zwiększoną przepuszczalnością gazową. W zrobach o zwiększonej przepuszczalności gazowej, szczególnie w otoczeniu likwidowanych chodników przyścianowych tworzą się korytarze o niewielkich przekrojach, które mogą stanowić drogę migracji powietrza do zrobów od strony chodnika przyścianowego, którym doprowadzane jest świeże powietrze do ściany. W zrobach ścian o zwiększonej przepuszczalności w zależności od stosowanego sposobu przewietrzania tworzą się ukierunkowane przepływy powietrza bogatego w tlen oraz gazu zrobowego o wysokiej zawartości metanu.

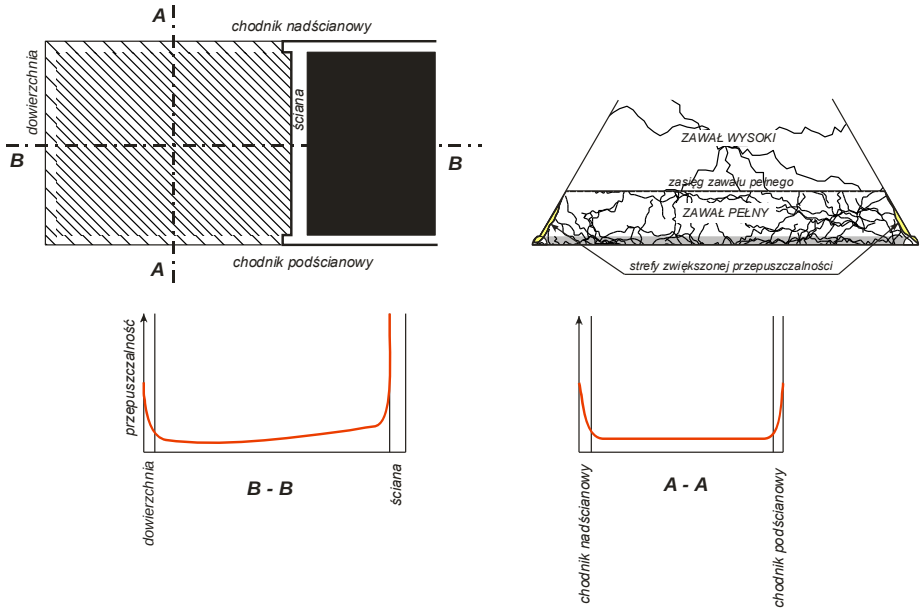
Przewietrzanie zrobów o dużej powierzchni za frontem ściany odnosi się do zrobów ścian przewietrzanych takimi sposobami jak: „U" obustronnie po zrobach, „Y", „Z" i „H". Aktualnie w polskich kopalniach węgla kamiennego 75% z wszystkich prowadzonych ścian jest przewietrzane sposobem na „U" po caliźnie węgla. W warunkach występowania zagrożenia pożarem endogenicznym w zrobach ściany, sposób przewietrzania na „U" po caliźnie węglowej nie ma alternatywnego innego sposobu przewietrzania, który charakteryzował by się tak małą powierzchnią intensywnie przewietrzanej strefy zrobów w sąsiedztwie wyrobiska ścianowego.

W publikacji odniesiemy się do wpływu stosowania sekcji obudowy zmechanizowanej usytuowanej w chodniku przyścianowym doprowadzającym świeże powietrze do ściany przy sposobie przewietrzania na „U" (po caliźnie węglowej) na ograniczenie migracji powietrza przez zroby poeksploatacyjne, samozagrzewania się węgla pozostawionego w zrobach, tym samym zagrożenia pożarem endogenicznym.

2. WPŁYW PRZEPUSZCZALNOŚCI ZROBÓW ŚCIANOWYCH NA KSZTAŁTOWANIE SIĘ ZAGROŻENIA POŻAREM ENDOGENICZNYM

W warunkach prognozowanego zagrożenia pożarem endogenicznym w zrobach ściany należy tak dobrać system przewietrzania, aby do minimum ograniczyć powierzchnię migracji powietrza i oddziaływanie obecności tlenu w powietrzu zrobowym na możliwość samozagrzewania się węgla i w następstwie pożaru endogenicznego. Objęcie dużej powierzchni zrobów za frontem ściany powietrzem o wysokiej zawartości tlenu na skutek wysokiej przepuszczalności gazowej odnoszącej się do likwidowanych wyrobisk za frontem ściany przyczynia się do prze-

biegu procesu samozagrzewania węgla pozostawionego w zrobach objętego strefą zawału bezpośredniego.



Rys. 1. Kształtowanie się przepuszczalności gazowej w zrobach ściany (Krause, Łukowicz 2015)

Na rys. 1 przedstawiono poglądowo kształtowanie się przepuszczalności gazowej w zrobach ściany w dwóch przekrojach pionowym po upadzie A-A oraz pionowym po rozciągłości pokładu (przekrój B-B).

Przekrój A-A wskazuje na zwiększoną przepuszczalność gazową w zrobach ściany w bezpośrednim otoczeniu likwidowanych chodników przyścianowych w sąsiedztwie tworzących trójkąta wyznaczających strefę odprężenia stropowego. Przekrój B-B wskazuje na wysoką przepuszczalność gazową w zrobach ściany bezpośrednio za obudową zmechanizowaną i malejąca wraz z oddalaniem się w zrobach od wyrobiska ścianowego. W przekroju B-B widoczny jest wzrost przepuszczalności gazowej w rejonie dowierzchni, tzn. miejsca rozpoczęcia ściany.

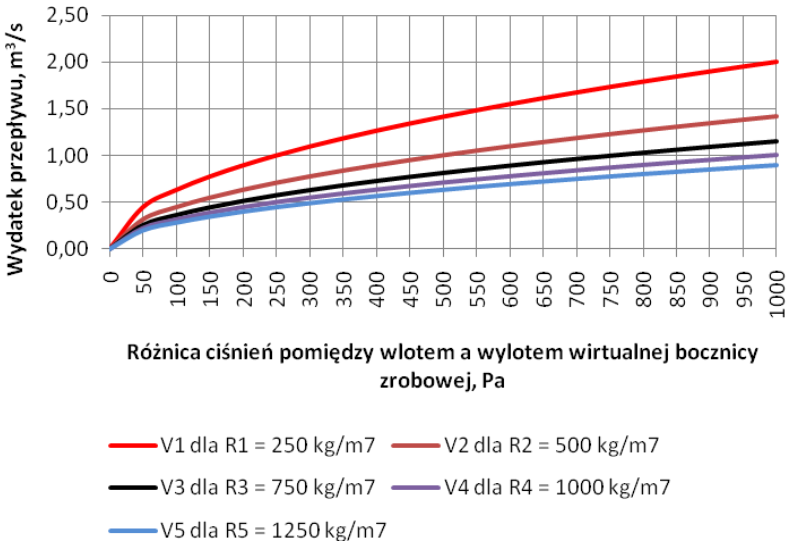
W warunkach pozostawionego w zrobach ściany węgla w strefie zawału bezpośredniego należy do niezbędnego minimum ograniczyć czasokres oddziaływania na pozostawiony węgiel powietrza bogatego w tlen. W ścianach przewietrzanych sposobem na „U" po caliźnie węglowej skrócenie czasu oddziaływania powietrza bogatego w tlen na pozostawiony w zrobach węgiel możliwe poprzez:

- zwiększenia postępu eksploatacyjnego ściany,
- poprawę szczelności zrobów, w szczególności od strony chodnika przyścianowego doprowadzającego powietrze do ściany,
- zmniejszenie wydatku powietrza przepływającego przez ścianę.

Zwiększenie postępu eksploatacyjnego ściany lub zmniejszenie wydatku przepływającego powietrza jest często niemożliwe ze względu na wysoką metanowość bezwzględną rejonu ściany lub/i panujące warunki klimatyczne w ścianie.

Oddziaływanie systemu przewietrzania na rozkład zawartości tlenu i metanu w zrobach zależy od (Krause, Łukowicz 2013):

- struktury zawału bezpośredniego, tzn. im skały bardziej zwięzłe i o dużej ich miąższości, tym tworzony zawał charakteryzował się będzie wysoką przepuszczalnością gazową,
- rozkładu pola potencjałów i różnicy ciśnień na obrysie zrobów. Wydatek powietrza przepływającego przez zroby dla wartości oporów i różnicy ciśnień pomiędzy wlotem i wylotem powietrza z wirtualnej bocznicy usytuowanej w zrobach przedstawiono na rys. 2,
- przekrojów poprzecznych wyrobisk przyścianowych oraz ściany,
- stężeń metanu i temperatury w zrobach. Zgodnie z równaniem stanu gazu ze wzrostem ciśnienia i temperatury gazów w zrobach następuje bardziej intensywny wypływ gazów ze zrobów,
- nachylenia zrobów ściany, które oddziałuje na intensywność przepływu gazów w wyniku oddziaływania depresji naturalnej (cieplnej oraz gazowej).



Rys. 2. Wydatek powietrza przepływającego przez zroby dla wartości oporów i różnicy ciśnień pomiędzy wlotem i wylotem powietrza z wirtualnej bocznicy usytuowanej w zrobach (Krause, Łukowicz 2013)

Głównie na zawał bezpośredni ściany oddziałuje różnica potencjałów aerodynamicznych powodująca ukierunkowaną migrację powietrza w zrobach. W przypadku, gdy zawałem bezpośrednim zostanie objęte silnie metanowe złoże w wyniku odgazowania się pokładów metan w zrobach wynoszony jest zgodnie z kierunkiem migrującego powietrza.

Część z wydatku powietrza świeżego doprowadzanego do ściany chodnikiem przyścianowym migruje przez zroby, a kierunek i intensywność zależą przede wszystkim od przyjętego sposobu przewietrzania ściany i parametrów powietrza.

W artykule zasygnalizowano problematykę wpływu zastosowania sekcji obudowy zmechanizowanej w chodniku przyścianowym powodującej płynny ruch ściany przy przesuwaniu się frontu eksploatacyjnego na zmniejszenie ucieczek powietrza migrującego przez zroby ściany.

Sekcja obudowy zmechanizowanej prowadzona w chodniku przyścianowym (doprowadzającym świeże powietrze do ściany) charakteryzuje się oporem aerodynamicznym ograniczającym „ucieczki" powietrza do zrobów, liniowość sekcji w ścianie wraz z sekcją w chodniku przyścianowym ukierunkowuje przepływ powietrza z chodnika przyścianowego do ściany. Wydatek powietrza doprowadzanego do ściany chodnikiem przyścianowym w rejonie skrzyżowania charakteryzowały będą niewielkie ucieczki powietrza przez zroby ściany.

W artykule zasygnalizowano potrzebę zwrócenia uwagi na wpływ prowadzonej sekcji w chodniku przyścianowym na ograniczenie wielkości ucieczek powietrza przez zroby ściany. Przy zastosowaniu liniowego usytuowania sekcji obudowy zmechanizowanej w ścianie wraz z sekcją obudowy zmechanizowanej w chodniku przyścianowym ograniczone są ucieczki powietrza przez zroby.

3. SPOSÓB ZABUDOWY SKRZYŻOWANIA ŚCIANA – CHODNIK PRZYŚCIANOWY Z SEKCJĄ LUB BEZ SEKCJI OBUDOWY ZMECHANIZOWANEJ – ANALIZA PORÓWNAWCZA

W warunkach zwiększonej koncentracji wydobycia oraz dla zachowania płynności przemieszczania się frontu eksploatacyjnego w kopalniach węgla kamiennego często wyposaża się kompleks ścianowej obudowy zmechanizowanej w dodatkową sekcję, która prowadzona jest w chodniku przyścianowym ściany.

KWK ROW Ruch Jankowice (PGG S.A.) prowadzi aktualnie eksploatację ścianami Z-9 w pkł. 408/2, Z-7 w pkł. 409/1 oraz Z-1 w pkł. 502/1. We wszystkich tych ścianach stosowana jest sekcja obudowy zmechanizowanej prowadzona w chodniku przyścianowym doprowadzającym powietrze do ściany.

Ściany wcześniej prowadzone nie były wyposażone w sekcję chodnikową. W chodnikach przyścianowych, ze względów ruchowych, niezbędnym było utrzymywanie odcinka za ścianą o długości do 14 metrów. Powyższa długość determinowana była przez cykl technologiczny polegający na przebudowie przenośnika podścianowego, po czym można było przystąpić do rabunku obudowy chodnika.

Wraz z rosnącą długością chodnika przyścianowego za frontem ściany następuje zwiększanie się wydatków powietrza migrującego przez zroby ściany.

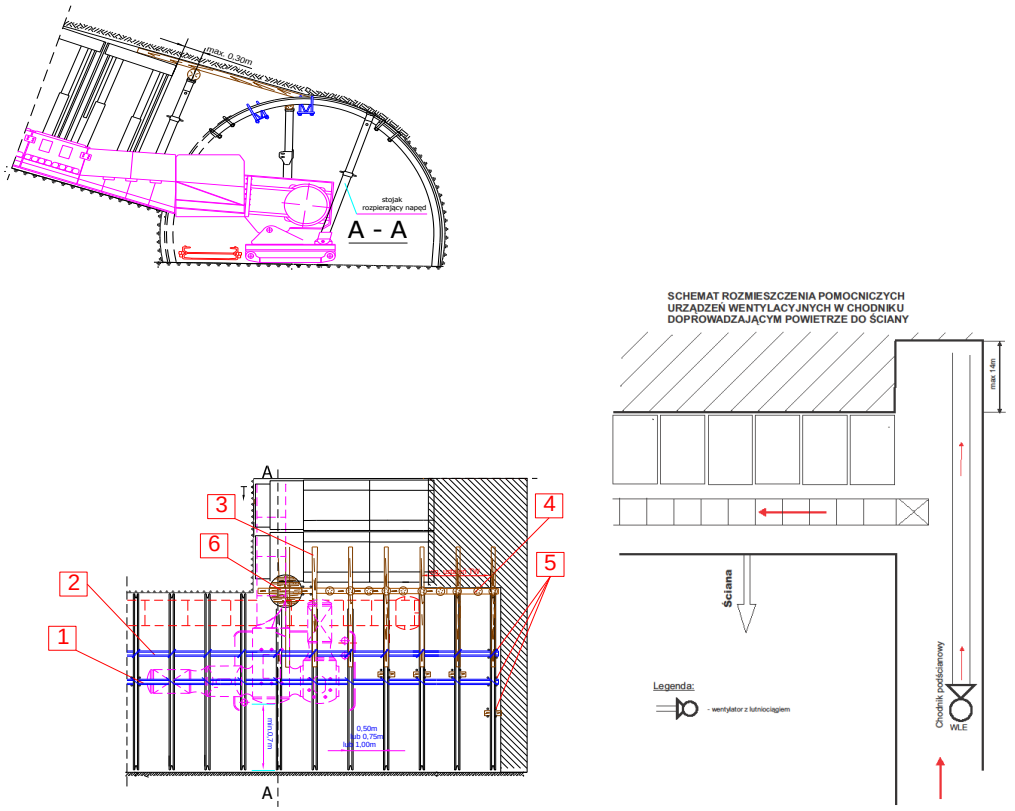
Przy takim sposobie przewietrzania chodnika za frontem ściany jak na rys. 3, ucieczki świeżego powietrza przez zroby, w zależności od charakteru zrobów, sięgają często powyżej 20%. Dodatkowym czynnikiem niekorzystnie wpływającym na ilość powietrza płynącego przez zroby jest konieczność utrzymywania przewietrzania tego odcinka wyrobiska wentylacją odrębną tłoczącą. Zmniejszenie przepływu powietrza przez zroby można ograniczyć poprzez:

- bieżące opinanie ociosu chodnika od strony zawału płótnem,
- okresowe uszczelnianie poprzez izolację ociosu zrobowego oraz linii rabunku chodnika środkami chemicznymi lub mineralnymi.

Działania te często okazują się niewystarczające i nie ograniczają zagrożenia pożarem endogenicznym. Ponadto nie wpływają na zmniejszanie strefy przewietrzania zrobów, a tym samym niekorzystnie wpływają na zagrożenie pożarami endogenicznymi w zrobach ściany. Ponadto pozostawiony chodnik przyścianowy za frontem ściany niekorzystnie wpływa na efektywność odmetanowania prowadzonego z chodnika wentylacyjnego ściany.

Dla prowadzenia bieżącej likwidacji chodnika podścianowego oraz usprawnienia przebudowy dolnego napędu wraz z przenośnikiem podścianowym, przy jednoczesnym zachowaniu

wysokiego postępu ściany, zastosowano sekcję obudowy zmechanizowanej prowadzoną w tym wyrobisku.



Rys. 3. Sposób przewietrzania chodnika za frontem ściany – wariant bez sekcji na chodniku

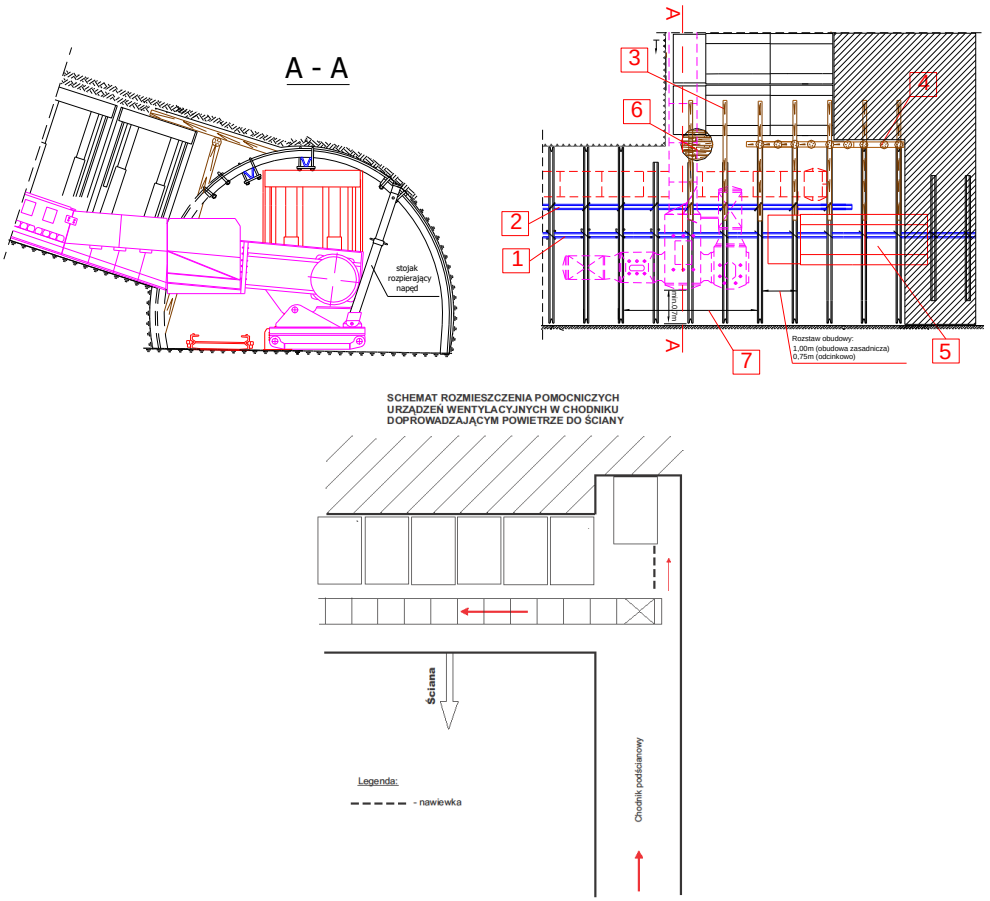
Zastosowanie obudowy zmechanizowanej prowadzonej w chodniku podścianowym omówione zostanie na przykładzie ściany Z-9 w pkł. 408/2.

Powyższe rozwiązanie, ze względu na bieżącą likwidację chodnika podścianowego, umożliwia rezygnację z konieczności stosowania wentylatora dla potrzeb przewietrzania odcinka chodnika za ścianą. Powyższe korzystnie wpływa na ograniczenie ilości powietrza migrującego przez zroby ściany.

Dla właściwej współpracy sekcji obudowy zmechanizowanej ze skrzyżowaniem należy dochować następujących rygorów:

1. Na łukach stropnicowych w osi wyrobiska budować pojedynczy podciąg stalowy o profilu „V" skręcony w każdym węźle z obudową chodnikową za pomocą strzemion, wyprzedzający front ściany min. 15 m i podbudowany stojakami stalowymi min. 10m przed frontem ściany. W przypadku braku możliwości zabudowy stojaków pod podciągiem w osi dopuszcza się zabudowę stojaków pod odrzwiami obudowy obok ww. podciągu. Z uwagi na

prowadzenie sekcji obudowy zmechanizowanej w gabarytach chodnika ww. podciąg pozostawiany będzie w zawale chodnika.



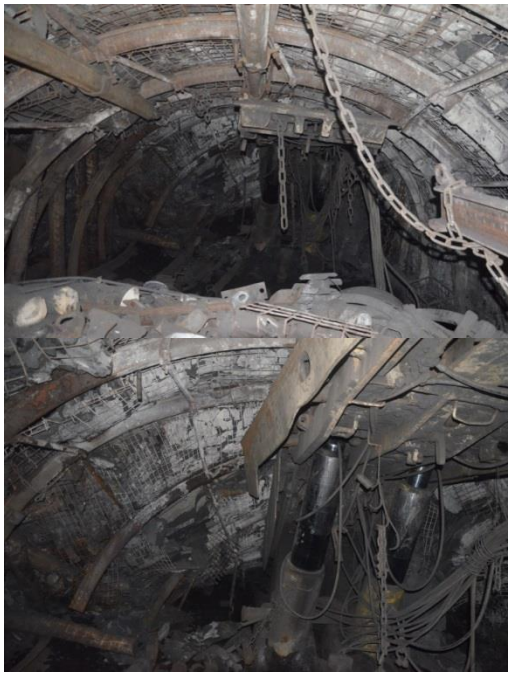
Rys. 4 Sposób przewietrzania skrzyżowania ściany z chodnikiem przyścianowym – wariant z sekcją obudowy zmechanizowanej w chodniku

2. Na łukach stropnicowych po górnym ociosie budować pojedynczy podciąg o profilu „V" skręcony z obudową chodnikową w każdym węźle za pomocą strzemion, Podciąg należy na bieżąco budować min. 15 m przed frontem ściany i demontować za frontem ściany na linii zawału.
3. Pomiędzy obudową chodnika, a sekcją nr 1 budować podłużne stropnice drewniane jednym końcem wsparte na obudowie chodnika (lub obok obudowy chodnika), a drugim końcem na stropnicy pierwszej sekcji.
4. Za frontem ściany do linii zawału budować pojedynczy organ drewniany składający się ze stropnic drewnianych długości ok. 4m podbudowanych stojakami drewnianymi w rozstawie nie przekraczającym rozstawu obudowy chodnikowej.
5. Sekcja obudowy zmechanizowanej prowadzona w gabarytach chodnika podścianowego, na bieżąco przebudowywana wraz z postępem ściany.

6. Opinka stropu wykonana z drewna okrągłego, połowic lub siatki stalowej – budowana w rozstawie max. 0,30 m.
7. Odcinek z wypiętymi łukami ociosowymi nie przekroczy 4,0 m.
   Przy rozstawie obudowy:
   – co 0,75 m można max. wypiąć 4,
   – co 1,00 m można max. wypiąć 3.
8. W przypadku braku możliwości zabudowy za dolnym napędem przenośnika ścianowego łuków ociosowych obudowy chodnikowej, pod podciągiem stalowym „V" prowadzonym po górnym ociosie wyrobiska budowane będą pod każdą stropnicą obudowy chodnikowej stojaki stalowe zastępujące łuki ociosowe obudowy chodnikowej.
9. W przypadku braku możliwości zabudowy stojaków stalowych pod stropnicami obudowy ŁP przed dolnym napędem przenośnika ścianowego, dopuszcza się zabudowę zastrzałowo stojaków pod dodatkowym podciągiem drewnianym po górnym lub dolnym ociosie wyrobiska.

Powyższe rozwiązanie, jak wykazały doświadczenia kopalni na trzech ścianach prowadzonych w ten sposób, zapewniają bieżącą likwidację chodnika oraz zdecydowane zmniejszenie ilości ucieczek powietrza płynącego przez zroby poprzez:

– opór aerodynamiczny, będący wynikiem prowadzenia sekcji obudowy zmechanizowanej w chodniku przyścianowym ściany,
– bieżący rabunek odcinka chodnika podścianowego za ścianą,
– bieżący zawał skał stropowych za sekcją obudowy zmechanizowanej w chodniku przyścianowym.







Rzeczywisty sposób likwidacji chodnika podścianowego, jak również usytuowanie sekcji obudowy zmechanizowanej w chodniku i współpraca ze skrzyżowaniem ściana-chodnik przedstawiono na zdjęciach

Jak widać na załączonych zdjęciach likwidacja odcinka chodnika podścianowego na odcinku za ścianą postępuje na bieżąco, a zawał skał stropowych, jak również gabaryty sekcji stwarzają istotny opór aerodynamiczny, który w zdecydowany sposób ogranicza przepływ powietrza przez zroby. W przypadku wzrostu zagrożenia pożarowego pozostaje do uszczelnienia niewielka część ociosu zrobowego.

4. WPŁYW PROWADZENIA SEKCJI OBUDOWY ZMECHANIZOWANEJ W CHODNIKU PRZYŚCIANOWYM NA ZASIĘG MIGRACJI POWIETRZA W ZROBACH

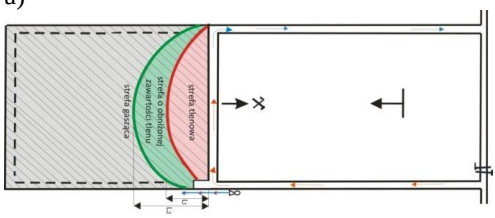
Stosowanie sposobu przewietrzania ścian „U" po caliźnie węglowej w najbardziej skuteczny sposób ogranicza możliwość penetracji powietrza w zrobach w stosunku do innych sposobów przewietrzania ścian. Wraz ze zwiększaniem się migracji powietrza przez zroby ściany przewietrzanej ww. sposobem, zwiększa się obszar zrobów o wysokiej zawartości tlenu, a w przypadku pozostawionego w zrobach węgla następuje wzrost zagrożenia pożarem endogenicznym. Intensywna migracja powietrza przez zroby ściany może zostać ograniczona poprzez podsadzanie, uszczelnianie zrobów ściany lub prowadzenie sekcji obudowy zmechanizowanej w chodniku przyścianowym wraz z postępem ściany. Opór aerodynamiczny sekcji obudowy zmechanizowanej oraz równomiernie rabujące się skały stropowe w ścianie jak w chodniku przyścianowym, przyczyniają się do znaczącego ograniczenia ucieczek powietrza przez zroby ściany. Poglądowo na rys. 5 przedstawiono zasięgi penetracji powietrza w zrobach ściany w warunkach jej prowadzenia bez lub z sekcją obudowy zmechanizowanej w chodniku przyścianowym od strony dopływu świeżego powietrza do ściany. Zasięgi penetracji powietrza w zrobach ściany charakteryzuje się występowaniem 3 stref, a mianowicie:

- strefa nazywana „tlenową", o zawartości powyżej 18% tlenu z powietrzem zrobowym,
- strefa o obniżonej zawartości tlenu w zrobach w przedziale 8-18%,
- strefa „gasząca", poniżej 8% tlenu, uniemożliwiająca samozagrzewanie się węgla w zrobach ściany.

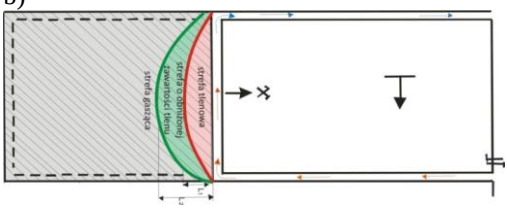
Strefy „tlenowa" oraz o obniżonej zawartości tlenu, stwarzają możliwość przebiegu reakcji samozagrzewania się węgla pozostawionego w zrobach ściany, natomiast w strefie „gaszącej" zostaje zatrzymany przebieg reakcji samozagrzewania się węgla. Na rys. 5a przedstawiono kształtowanie się zasięgu stref w zrobach ściany w warunkach nie prowadzenia wraz ze ścianą sekcji chodnikowej oraz przy zastosowaniu wentylacji odrębnej tłoczącej do przewietrzania odcinka chodnika przyścianowego za frontem ściany. Na rys. 5b poglądowo przedstawiono zasięgi stref w zrobach ściany, w której prowadzona jest sekcja obudowy zmechanizowanej. Zasięgi strefy „tlenowej" L1 i strefy o obniżonej zawartości tlenu L2 mają znacznie większą odległość od frontu ściany (rys. 5a), niż w warunkach stosowania sekcji obudowy chodnikowej (rys. 5b).

Przy założeniu zachowania stałego postępu eksploatacyjnego ściany, przedstawione poglądowe warianty wyposażenia ściany w sekcję chodnikową lub bez sekcji, różnią się zasięgiem penetracji powietrza bogatego w tlen w zrobach ściany, tym samym kształtowania się zagrożenia pożarem endogenicznym w zrobach ściany.

a)



b)



Rys. 5. Zasięgi penetracji powietrza w zrobach ściany bez oraz z sekcją obudowy zmechanizowanej w chodniku przyścianowym

5. WNIOSKI

Wprowadzenie nowych technologii prowadzenia ścian wyposażonych w sekcję obudowy zmechanizowanej w chodniku przyścianowym pozwoliło na sformułowanie następujących wniosków:

1. Powietrze płynące przez zroby ściany w istotny sposób wpływa na wzrost zagrożenia pożarem endogenicznym, jak również na stan zagrożenia metanowego na skrzyżowaniu ściany z chodnikiem odprowadzającym powietrze ze ściany oraz skuteczność odmetanowania.
2. „Ucieczki" powietrza przez zroby uzależnione są od wielu czynników i mogą być większe od 20% wydatku powietrza płynącego przez ścianę, przy przewietrzaniu sposobem „U" po caliźnie węglowej.
3. Wyposażenie skrzyżowania ściana – chodnik w sekcję obudowy zmechanizowanej prowadzonej w chodniku wraz z postępem frontu powoduje zmniejszenie ucieczek powietrza migrującego przez zroby ścianowe.
4. Zastosowanie sekcji obudowy zmechanizowanej w chodniku podścianowym, ze względu na gabaryty sekcji oraz bieżącą likwidację chodnika podścianowego wpływa istotnie na wzrost oporu aerodynamicznego, a tym samym powoduje istotne zmniejszenie ilości powietrza bogatego w tlen płynącego przez zroby.
5. Wyposażenie skrzyżowania ściana – chodnik w sekcję obudowy zmechanizowanej, ze względu na bieżący rabunek chodnika, umożliwia rezygnację ze stosowania wentylacji odrębnej tłoczącej do przewietrzania odcinka chodnika za ścianą, skracając strefę tlenową w zrobach ścian.
6. W warunkach prognozowanego zagrożenia pożarem endogenicznym w zrobach ściany, stosowanie sekcji chodnikowych w wyposażeniu ściany, w zasadniczy sposób ogranicza wielkość ucieczek oraz zasięg penetracji powietrza w zrobach.

6. LITERATURA

[1] Krause E., Wierzbiński K. 2009: Wpływ przekrojów wyrobisk oraz uwarunkowań wentylacyjno-metanowych w środowisku ścian na kształtowanie się zagrożenia metanowego. Przegląd Górniczy nr 11-12, s.52-60.l

[2] Krause E., Dziurzyński W. 2015: Projektowanie eksploatacji pokładów węgla kamiennego w warunkach skojarzonego zagrożenia metanowo-pożarowego. Główny Instytut Górnictwa. Katowice. ISBN: 9788361126966.



Bilans dochodów publicznych kreowanych w polskim górnictwie węgla kamiennego w latach 2013-2015

dr inż. Piotr KRAWCZYK

Kraków, 28.02.2018 r.

Metoda bilansu dochodów publicznych (BDP)

- Ukierunkowana została głównie na problem dopłat z budżetu państwa do każdej tony deficytowej produkcji węgla – po to żeby „ratować” kopalnie przed zamknięciem z powodu niekonkurencyjności.
- Ocena rentowności górnictwa zgodna ze standardami rachunkowości, w przeciwieństwie do metody BDP, uwzględnia jedynie wpływy i wydatki związane z działalnością spółek węglowych oraz nie obejmuje wpływów i wydatków całego, związanego z górnictwem otoczenia społeczno-gospodarczego.
- W metodzie BDP wychodzimy z założenia, że również kopalnia, która nie przynosi zysku generuje jednak określony dochód publicznych w postaci podatków płaconych do kasy państwa i samorządów, płac, które są wydawane na rynku i tam generują dalsze dochody publiczne.

Metoda bilansu dochodów publicznych (BDP)

Podstawowa zależność bilansu dochodów publicznych:

$$S \leq \Sigma d_i \qquad [zł/rok]$$

gdzie:

S - sumaryczne straty wykazywane przez branżę górnictwa węgla kamiennego w rozpatrywanym roku

d_i - poszczególne składowe dochodów publicznych kreowane w podstawowych działalnościach przedsiębiorstw górniczych

W przeprowadzonej analizie określono dla lat 2013, 2014 i 2015 następujące podstawowe składniki generowanych dochodów publicznych:

- wpływy do funduszy publicznych z tytułu płatności ponoszonych przez górnictwo węgla kamiennego, związane z pokryciem bieżących zobowiązań publicznoprawnych wobec budżetu państwa, ZUS, funduszy ekologicznych i gmin;
- wpływy do funduszy publicznych z tytułu wynagrodzeń pracowników kopalń;
- wpływy do funduszy publicznych z tytułu wynagrodzeń pracowników firm świadczących usługi obce na rzecz sektora górnictwa węgla kamiennego;
- wpływy do funduszy publicznych z tytułu podatków i opłat odprowadzanych przez firmy świadczące usługi obce na rzecz sektora górnictwa węgla kamiennego;
- wpływy do funduszy publicznych z tytułu ubezpieczeń społecznych płaconych przez firmy świadczące usługi obce na rzecz sektora górnictwa węgla kamiennego;
- wpływy do funduszy publicznych z tytułu wynagrodzeń pracowników wykonujących roboty i dostawy inwestycyjne na potrzeby sektora górnictwa węgla kamiennego;
- wpływy do funduszy publicznych z tytułu podatków i opłat związanych z robotami i dostawami inwestycyjnymi na potrzeby sektora górnictwa węgla kamiennego;
- wpływy do funduszy publicznych z tytułu ubezpieczeń społecznych pracowników wykonujących roboty i dostawy inwestycyjne na potrzeby sektora górnictwa węgla kamiennego.

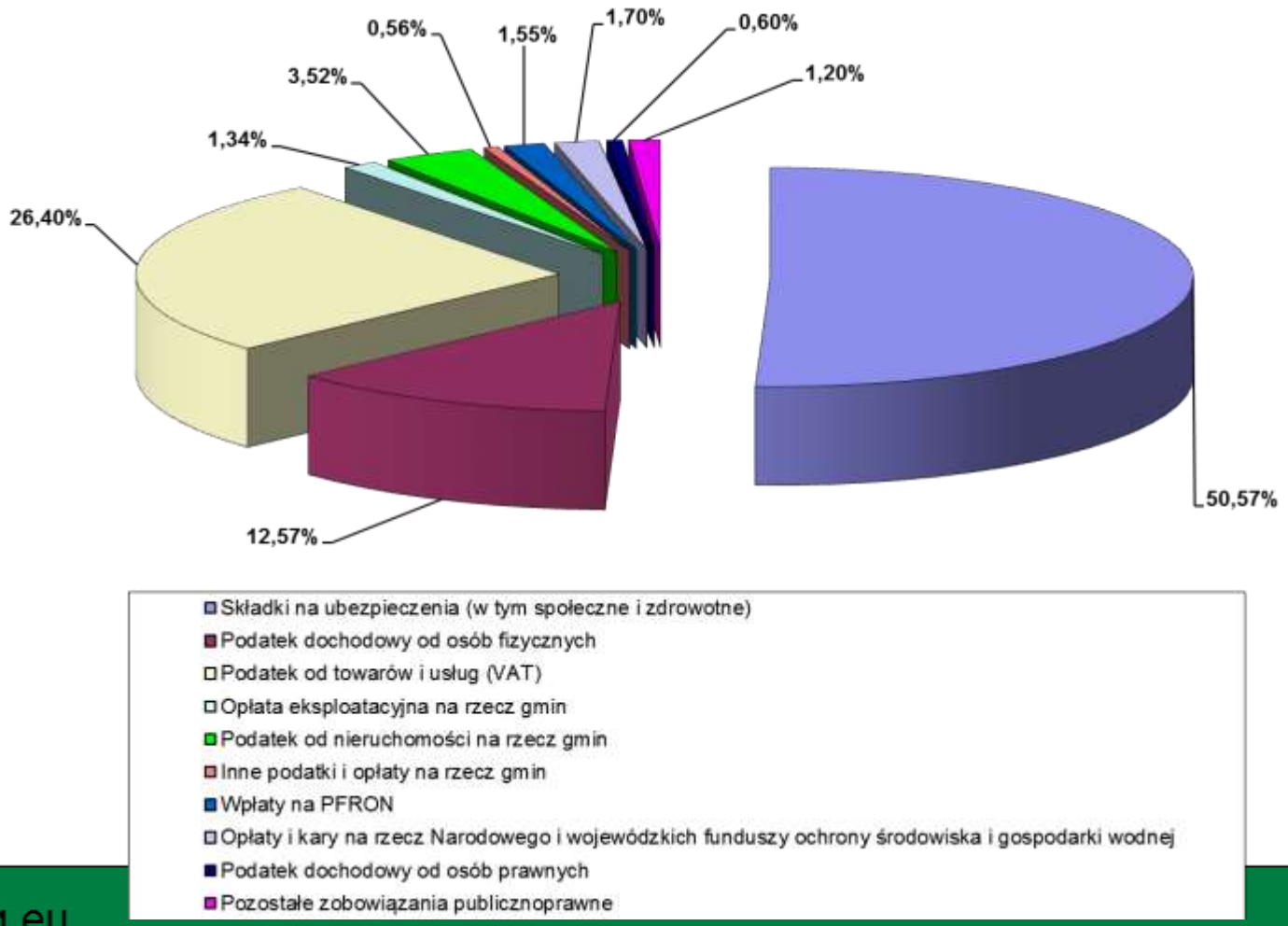
Obliczenie głównych składników bilansu dochodów publicznych

- Wykorzystano bezpośrednie dane z zakresu płatności ponoszonych przez górnictwo węgla kamiennego w Polsce (w tym płatności publicznoprawnych), które są pozyskiwane przez ARP S.A. Oddział w Katowicach w ramach „Programu badań statystycznych statystyki publicznej".

  Dalsze wydłużanie łańcucha zatrudnienia (np. na przedsiębiorstwa i pracowników produkujących dobra konsumpcyjne zakupywane przez pracowników kopalń) zwiększałoby błąd oszacowania ponoszonych przez nich płatności publicznoprawnych. Ponadto ich wartość systematycznie maleje wraz z „oddalaniem się" od kopalń, a co za tym idzie, ma coraz mniejszy wpływ na końcowy wynik obliczeń.

- Wykorzystano dane GUS z zakresu wyników finansowych podmiotów gospodarczych oraz sytuacji gospodarstw domowych. Na ich podstawie określono:
  - *wartość płatności publicznoprawnych realizowanych przez przedsiębiorstwa bezpośrednio powiązane z kopalniami (tj. świadczące usługi oraz wytwarzające energię, materiały i wyroby na ich rzecz),*
  - *rodzaje oraz wielkości dochodów publicznych wynikających z przychodów uzyskiwanych przez pracowników kopalń i związanych z nimi zobowiązań publicznoprawnych.*

Struktura płatności publicznoprawnych realizowanych przez górnictwo węgla kamiennego na podstawie danych za rok 2015



Wyniki wyliczeń dochodów publicznych generowanych przez górnictwo węgla kamiennego w Polsce w latach 2013-2015

Pozycja	2013		2014		2015		Wartość średnia za lata 2013-2015	
	Wartość [tys. zł]	Udział we wpływach ogółem	Wartość [tys. zł]	Udział we wpływach ogółem	Wartość tys. zł	Udział we wpływach ogółem	Wartość, [tys. zł]	Udział we wpływach ogółem
d_1 – wpływy do funduszy publicznych z tytułu płatności ponoszonych przez górnictwo węgla kamiennego, związane z pokryciem bieżących zobowiązań publicznoprawnych wobec budżetu państwa, ZUS, funduszy ekologicznych i gmin	7 221 827,5	76,2%	6 524 917,3	76,0%	6 407 253,1	79,1%	6 717 999,3	77,1%
d_2 – wpływy do funduszy publicznych z tytułu wynagrodzeń pracowników kopalń	1 042 853,5	11,0%	934 448,6	10,9%	842 820,0	10,4%	940 040,7	10,8%
d_3 – wpływy do funduszy publicznych z tytułu wynagrodzeń pracowników firm świadczących usługi obce na rzecz sektora górnictwa węgla kamiennego	85 911,1	0,9%	80 025,8	0,9%	68 989,3	0,9%	78 308,7	0,9%
d_4 – wpływy do funduszy publicznych z tytułu podatków i opłat odprowadzanych przez firmy świadczące usługi obce na rzecz sektora górnictwa węgla kamiennego	169 426,7	1,8%	158 311,3	1,8%	144 577,5	1,8%	157 438,5	1,8%
d_5 – wpływy do funduszy publicznych z tytułu ubezpieczeń społecznych płaconych przez firmy świadczące usługi obce na rzecz sektora górnictwa węgla kamiennego	228 012,8	2,4%	221 436,9	2,6%	187 348,6	2,3%	212 266,1	2,4%
d_6 – wpływy do funduszy publicznych z tytułu wynagrodzeń pracowników wykonujących roboty i dostawy inwestycyjne na potrzeby sektora górnictwa węgla kamiennego (zakup gotowych dóbr inwestycyjnych, materiałów i energii oraz budownictwo inwestycyjne)	97 948,6	1,0%	91 004,5	1,1%	57 773,8	0,7%	82 242,3	0,9%
d_7 – wpływy do funduszy publicznych z tytułu podatków i opłat związanych z robotami i dostawami inwestycyjnymi na potrzeby sektora górnictwa węgla kamiennego (zakres jak w pozycji d_6)	362 897,9	3,8%	319 948,6	3,7%	239 862,5	3,0%	307 569,7	3,5%
d_8 – wpływy do funduszy publicznych z tytułu ubezpieczeń społecznych pracowników wykonujących roboty i dostawy inwestycyjne na potrzeby sektora górnictwa węgla kamiennego (zakres jak w pozycji d_6)	264 554,4	2,8%	256 030,2	3,0%	155 121,1	1,9%	225 235,2	2,6%
SUMA pozycji $d_1 \div d_8$: łączne wpływy do funduszy publicznych [tys. zł]	**9 473 432,5**		**8 586 123,3**		**8 103 745,9**		**8 721 100,6**	
Strata górnictwa węgla kamiennego w poszczególnych latach [mln zł]	484,8		1 342,7		1 898,0		1 241,8	
Różnica pomiędzy dochodem publicznym, a stratą wykazywaną przez górnictwo węgla kamiennego [tys. zł]	8 988 632,5		7 243 423,3		6 205 745,9		7 479 267,2	
Różnica pomiędzy wysokością wpłat bezpośrednich (podatek dochodowy oraz VAT), a stratą wykazywaną przez górnictwo węgla kamiennego [tys. zł]	2 363 942,2		1 025 028,6		598 663,0		1 329 211,3	
UDZIAŁ straty netto górnictwa węgla kamiennego we wpływach do funduszy publicznych [%]	**5,1%**		**15,6%**		**23,4%**		**14,7%**	
KOSZTY działalności operacyjnej górnictwa węgla kamiennego [tys. zł]	**28 772 846,1**		**28 805 797,3**		**26 779 596,4**		**28 119 413,3**	
UDZIAŁ wpływów do funduszy publicznych w kosztach działalności operacyjnej górnictwa węgla kamiennego [%]	**32,9%**		**29,8%**		**30,3%**		**31,0%**	

Wnioski

- W strukturze dochodów publicznych generowanych przez górnictwo węgla kamiennego w Polsce w latach 2013-2015 dominujący udział mają bezpośrednie płatności publicznoprawne ponoszone przez górnictwo węgla kamiennego. Są to bezpośrednie wpłaty do budżetu państwa, ZUS, funduszy ekologicznych i gmin. W analizowanym okresie ich udział stanowił średnio około 77% sumy wpływów do funduszy publicznych. Łącznie w latach 2013-2015 wyniosły one ponad 20 miliardów zł.
- Udział dochodów publicznych będących wynikiem działalności górnictwa węgla kamiennego w kosztach całkowitych branży był w analizowanym okresie bardzo duży. W roku 2015 co trzecia złotówka wydana przez spółki węglowe na bieżące funkcjonowanie została przekazana do funduszy publicznych w formie podatków, płatności i innych danin. W latach 2013-2015 dochody publiczne generowane przez górnictwo węgla maleją, do czego przyczyniły się głównie zmniejszone wydatki inwestycyjne górnictwa i redukcja wynagrodzeń.

Wnioski – c.d.

- Zestawiając sumy wpływów do funduszy publicznych ze stratami z działalności górnictwa węgla kamiennego można zauważyć, że nawet w najgorszym z analizowanych lat, to jest 2015 roku, straty te stanowiły tylko około 23% dochodów publicznych generowanych przez górnictwo węgla kamiennego. Zwraca to uwagę na bardzo duże obciążenie górnictwa płatnościami publicznoprawnymi i wskazuje, że górnictwo przynoszące stratę finansową (w rozumieniu przepisów o rachunkowości) nie jest obciążeniem dla gospodarki. Przedstawiony rachunek dochodów publicznych generowanych przez górnictwo węgla kamiennego w Polsce wskazuje, że jego likwidacja jest sprzeczna z interesem społecznym – szczególnie w wieloletniej perspektywie.
- Światowy rynek surowców energetycznych cechują cykle koniunkturalne, które skutkują okresowymi wzrostami i spadkami cen. Przykładowo w roku 2012, w warunkach wysokich cen surowców energetycznych, górnictwo węgla kamiennego w Polsce wypracowało zysk netto w wysokości około 1,6 mld zł mimo, że jego obciążenie płatnościami publicznymi było podobnie wysokie, jak w latach następnych. Gdyby w okresie spadku cen węgla jego obciążenie bezpośrednimi płatnościami publicznoprawnymi zostało odpowiednio zmniejszone, górnictwo węgla kamiennego mogło by nadal przynosić zysk, a nie straty wykazywane w sprawozdaniach finansowych spółek.

GIG

Dziękuję za uwagę



Wpływ rozpoznania geologicznego na udostępnienie złoża na przykładzie kopalni Knurów-Szczygłowice

PLANOWANIE I HARMONOGRAMOWANIE PRODUKCJI Z WYKORZYSTANEM NARZĘDZI INFORMATYCZNYCH

mgr inż. Janusz Kubina
Główny Inżynier Mierniczo-Geologiczny
KWK „Knurów-Szczygłowice”

O kopalni...

...słów kilka.



Źródło: www.wikipedia.pl



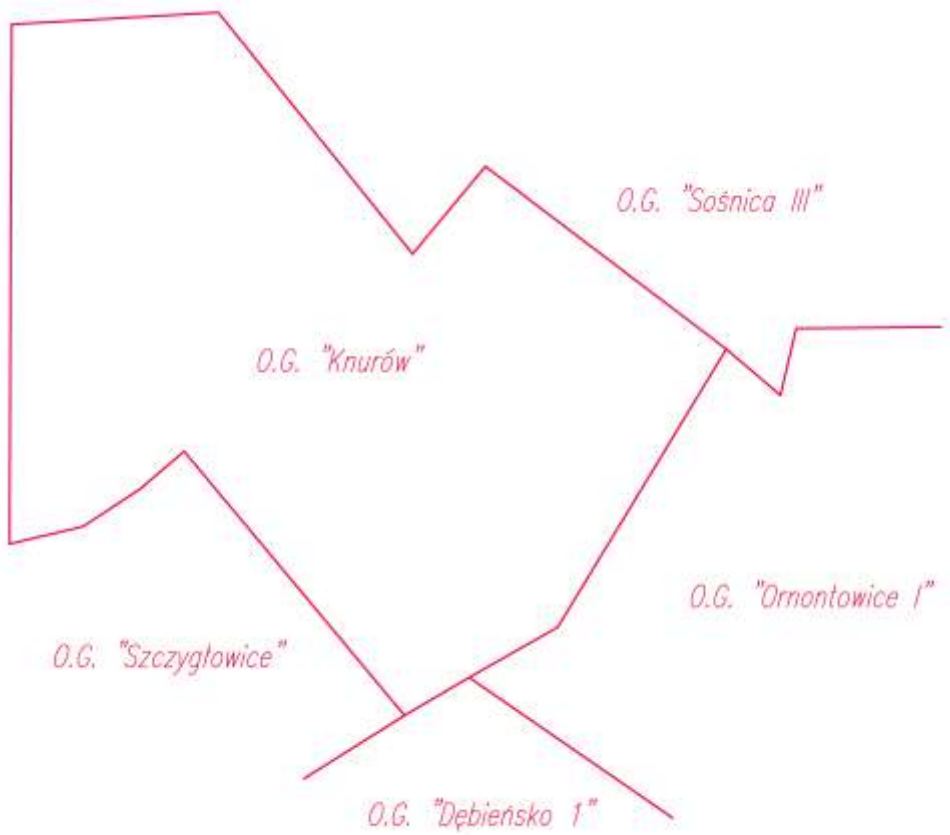
Źródło: www.fotopolska.eu



Źródło: www.wikipedia.pl

Ruch „Knurów”

Złoże węgla kamiennego „Knurów” położone jest w województwie śląskim w północno – zachodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Przeważająca część obszaru górniczego „Knurów” leży w granicach gminy miejskiej Knurów. Północna cześć OG znajduje się w granicach miasta Gliwice, zachodnia część w granicach gminy Pilchowice, wschodnia w granicach gminy Gierałtowice. Gminy Knurów, Pilchowice i Gierałtowice należą do powiatu gliwickiego. Niewielki skrawek obszaru złóż w południowo - wschodniej części OG położony jest na terenie gminy miejskiej Czerwionka – Leszczyny należącej do powiatu rybnickiego.

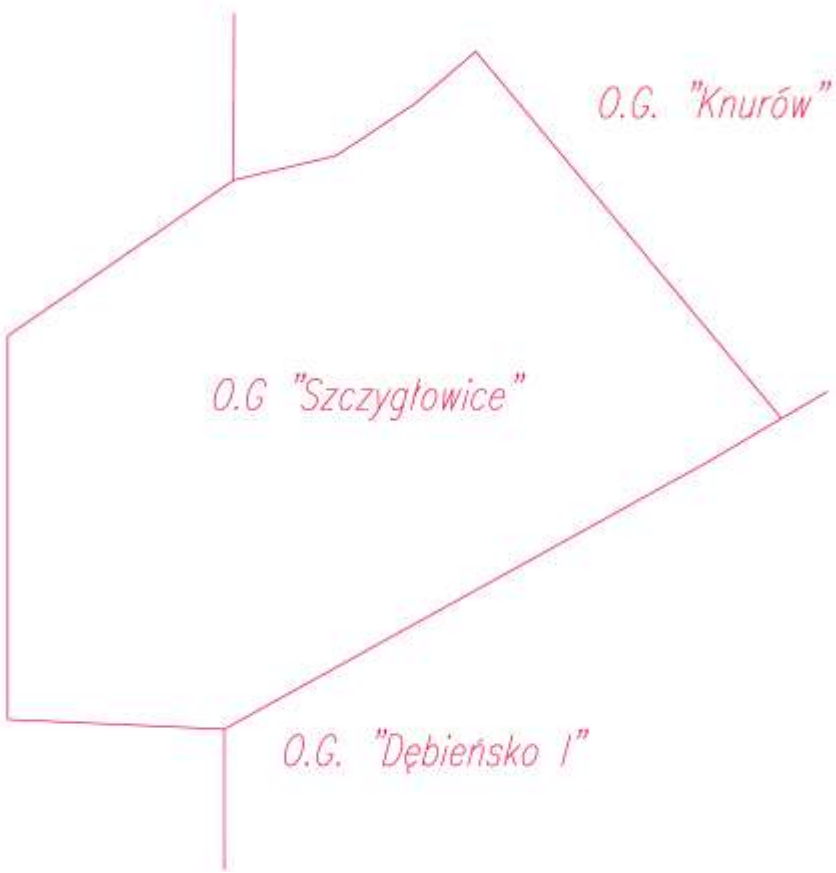


Ruch „Szczygłowice”

Złoże węgla kamiennego „Szczygłowice” położone jest w województwie śląskim w północno – zachodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego.

Obszar górniczy „Szczygłowice” znajduje się w granicach trzech gmin:
- Knurów (północna i środkowa część OG)
- Czerwionka-Leszczyny (południowa część OG)
- Pilchowice (zachodnia część OG)

Gminy: Knurów (miejska) i Pilchowice (wiejska) stanowią część powiatu gliwickiego.
Gmina miejsko-wiejska Czerwionka-Leszczyny znajduje się w powiecie rybnickim.



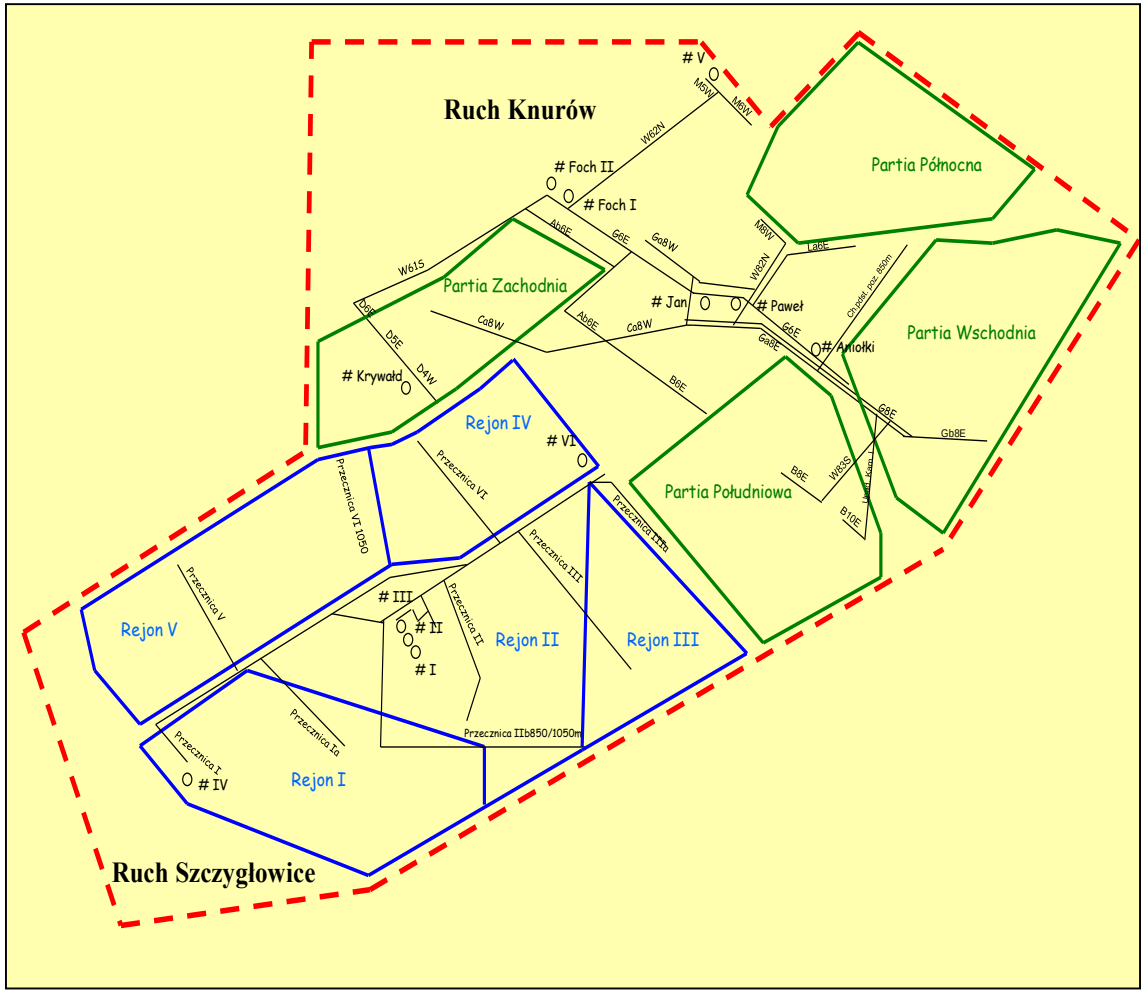
KWK „Knurów-Szczygłowice”

Zakład KWK „Knurów-Szczygłowice” powstał 01.02.2010 roku w wyniku połączenia dwóch kopalń „Knurów” i „Szczygłowice” i stał się zakładem dwuruchowym z niezależnymi ciągami produkcyjnymi.

Ruch Knurów jest zakładem o wieloletniej tradycji, w 2003 roku obchodził 100-lecie kopalni. Pierwsze prace związane z budową kopalni rozpoczęto 15 czerwca 1903 roku. Szyb I ukończono na głębokości 493 m a budowano go od 15.06.1903 do 16.12.1906r. Z rozcinki poziomów 250m i 350m uzyskano w 1906 roku pierwszy węgiel w ilości 9 721 ton.

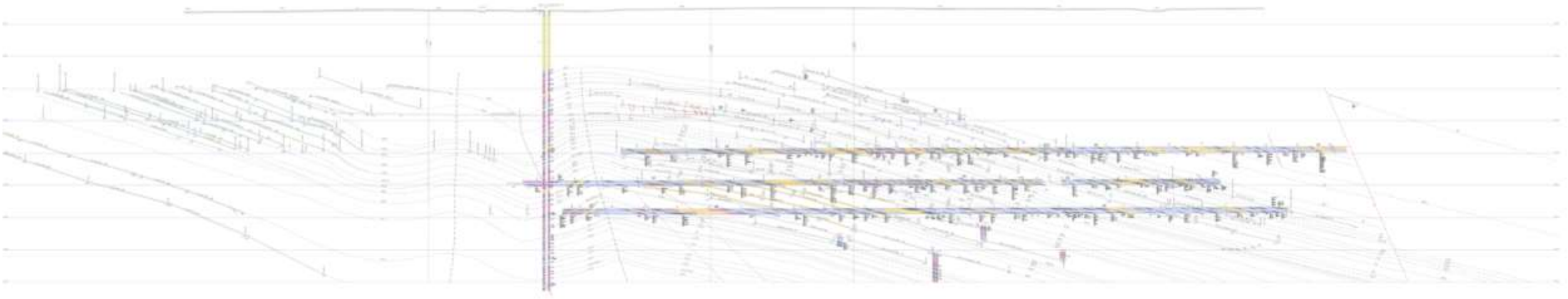
Ruch Szczygłowice jest zakładem, który w 2011 roku obchodził 50-lecie kopalni. Decyzja dotycząca rozpoczęcia budowy kopalni „Szczygłowice” została podjęta w czerwcu 1957 r. Pierwszy węgiel wydobyto w lipcu 1961 roku. W 1961 wydobycie wyniosło 632 t/d przy zatrudnieniu 706 pracowników.

W dniu 1.08.2014 roku KWK „Knurów – Szczygłowice” weszła w struktury organizacyjne Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A.



O złożu...

...słów kilka.



Złoże Knurów

Krótka charakterystyka

Dokumentowane złoże „Knurów” położone jest w północno-zachodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego na zachodnim skrzydle niecki głównej. Profil stratygraficzny przedstawia się następująco:

- czwartorzęd (holocen, plejstocen),
- neogen (miocen),
- karbon górny (westfal – namur), tj.:
  - warstwy orzeskie (pokładu grupy 300) – westfal B,
  - warstwy rudzkie (pokłady grupy 400) – westfal A,
  - warstwy siodłowe (pokłady grupy 500) – namur B-C,
  - warstwy porębskie (pokłady grupy 600) – namur A



Źródło: www.wegielkamienny.blox.pl

Złoże Knurów

Krótka charakterystyka

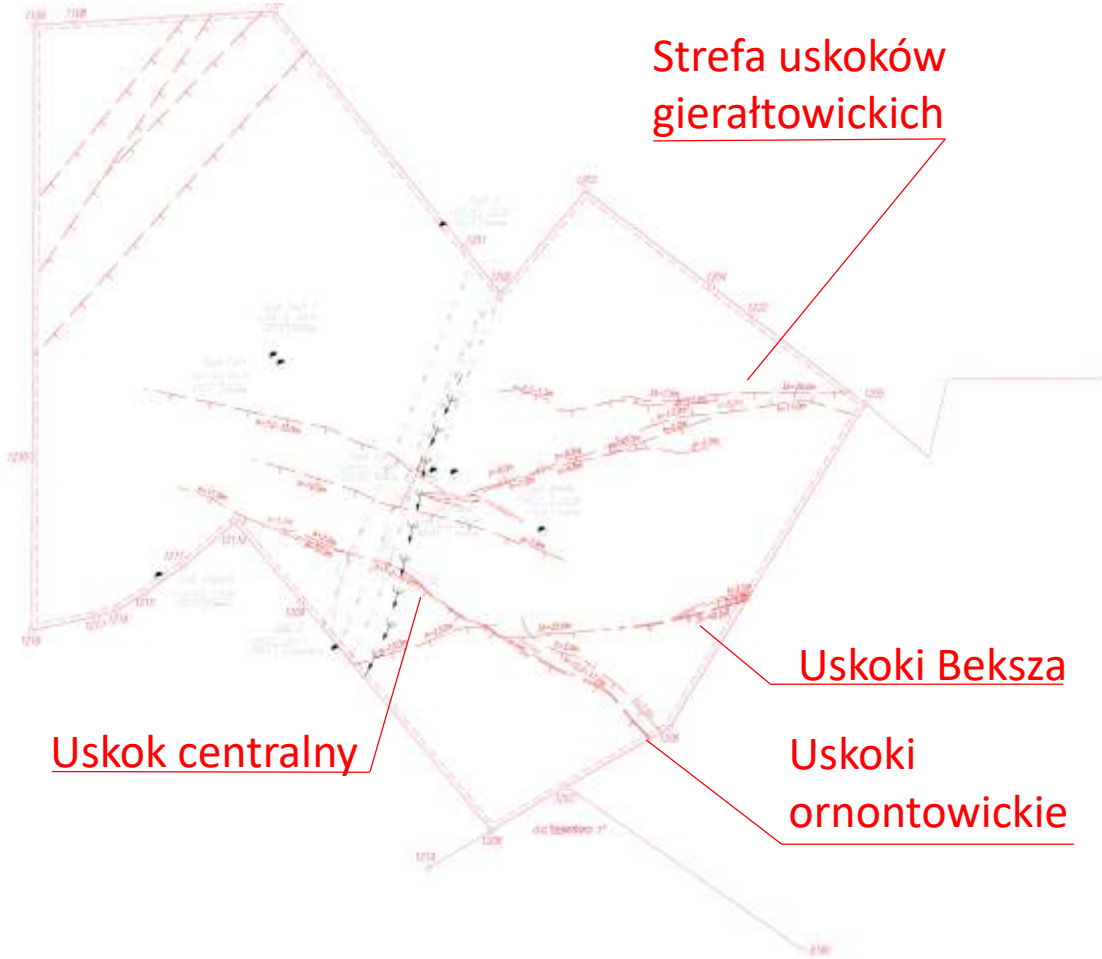
Złoże „Knurów” charakteryzuje się intensywną i bogatą tektoniką fałdowo-uskokową, mającą niewątpliwie związek z bliskością występowania dwóch dużych stref dyslokacyjnych mających znaczenie regionalne, tj. nasunięcia orłowsko-boguszowicko-gliwickiego oraz nasunięcia michałkowicko-rybnickiego, przebiegających na zachodnich krańcach kopalni.

Z dyslokacji nieciągłych (uskoków) złoża należy wymienić kilka uskoków o zrzutach powyżej 10 m (do 65 m). Są to, idąc od północy na południe:

- strefa uskoków gierałtowickich (szer. ok. 300 m), zbudowana z kilku uskoków schodowych zrzucających na południe, o łącznej amplitudzie ok. 40 m, uskoki te determinują brak eksploatacji górniczej tej strefy;
- uskok centralny – przebiegający na południe od przekopów G. Jego zrzut wynosi 12-22 m;
- uskoki Beksza – dwa uskoki przebiegające we wschodniej części obszaru i dalej na wschód, tj. na obszar złoża „Ornontowice I”. Ich zrzuty wahają się od 25 do 40 m (północny) i 5 – 25 m (południowy);

- uskoki ornontowickie I i II o zrzutach odpowiednio o zrzutach 6-18m przebiegające w południowo-wschodniej części złoża.

Prócz wyżej wymienionych dużych dyslokacji uskokowych złoże przecina kilkadziesiąt różnokierunkowych uskoków, często o niedużym zasięgu pionowym i poziomym o zrzutach od kilku do 10 m, które razem z dużymi uskokami tną złoże na bloki tektoniczne, stanowiące naturalne granice eksploatacji.



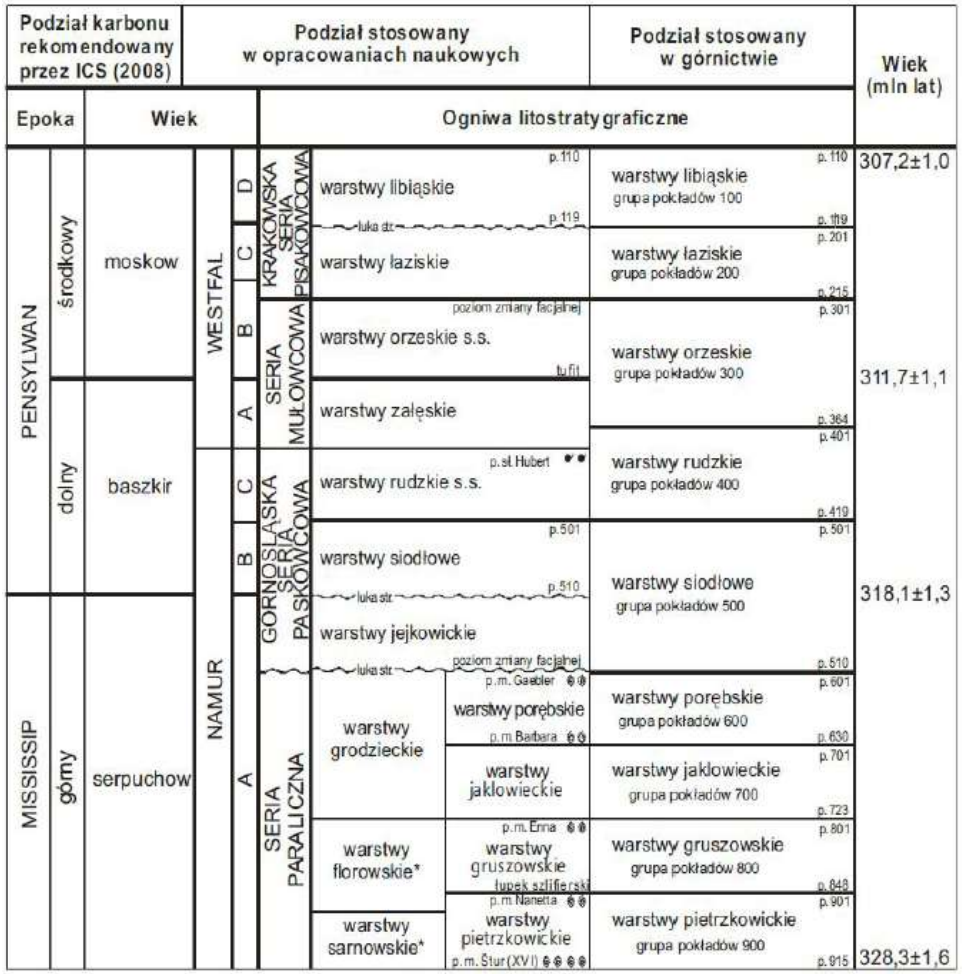
Złoże Szczygłowice

Krótka charakterystyka

Złoże „Szczygłowice” zlokalizowane jest w NW części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, na północno-zachodnim skrzydle niecki głównej.

Nadkład złoża stanowią utwory:
- czwartorzędu
- neogenu
- triasu (wyłącznie w SW części obszaru górniczego).

Karbon produktywny do głębokości 1250 m reprezentowany jest przez:
- warstwy orzeskie (300) – westfal B
- warstwy rudzkie (400) – westfal A
- warstwy siodłowe (500) – namur B-C
- warstwy brzeżne (600-900) – namur A



Złoże Szczygłowice

Krótka charakterystyka

Najistotniejszy wpływ na budowę geologiczną złoża „Szczygłowice” mają 2 zaburzenia tektoniczne:

- struktura nieciągła - nasunięcie orłowskie
- struktura fałdowa – fałd knurowski

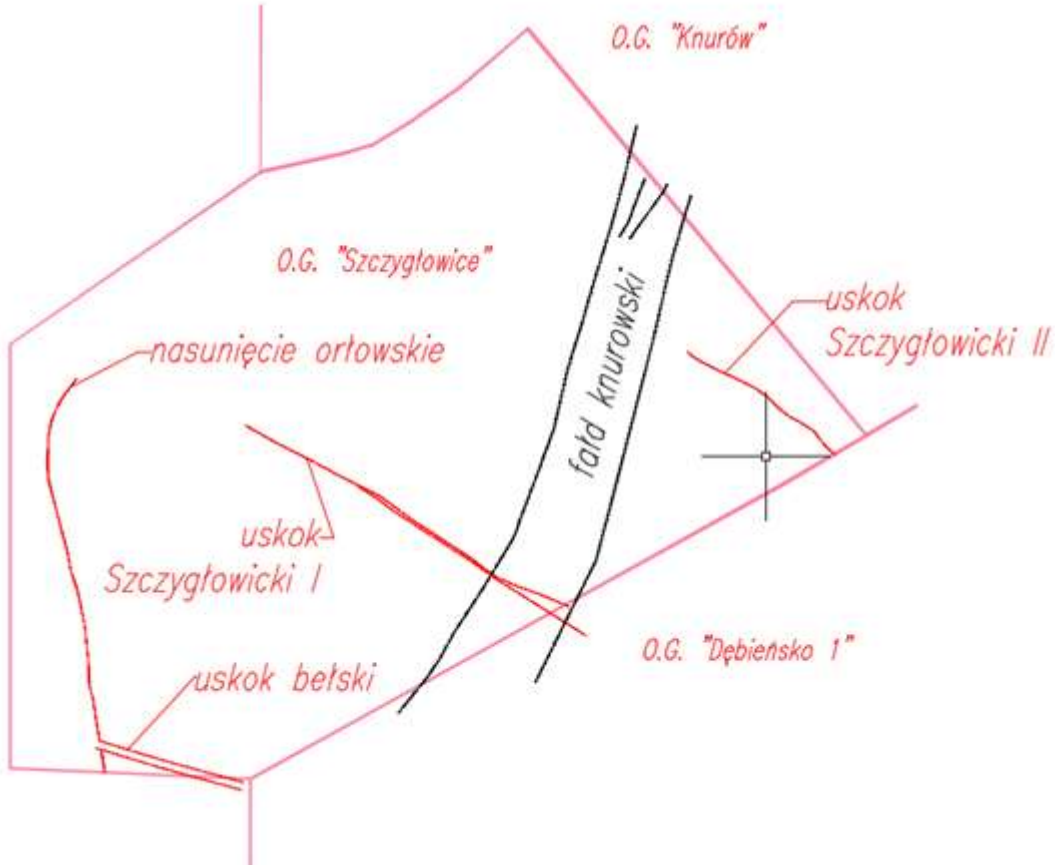
Nasunięcie orłowskie o przebiegu południkowym znajduje się w zachodniej części złoża. Amplituda przemieszczenia warstw w rejonie nasunięcia zmienia się od 1600 do 3500 m. Po zachodniej stronie nasunięcia występują warstwy brzeżne, które zostały nasunięte na warstwy orzeskie, rudzkie i siodłowe.

Fałd knurowski przebiega przez środkową i północno-wschodnią część złoża. Amplituda fałdu waha się między 100 a 170 m. Oś fałdu ma kierunek NNE-SSW, zapada pod kątem 8-12°.

Inne istotne dyslokacje tektoniczne to:

- uskok bełski, h = 180-200 m, zlokalizowany przy SW granicy złoża
- uskok Szczygłowicki I, h = 0,5-5 m, na W od szybów głównych
- uskok Szczygłowicki II, h = 0,5-8 m, w SE części obszaru górniczego

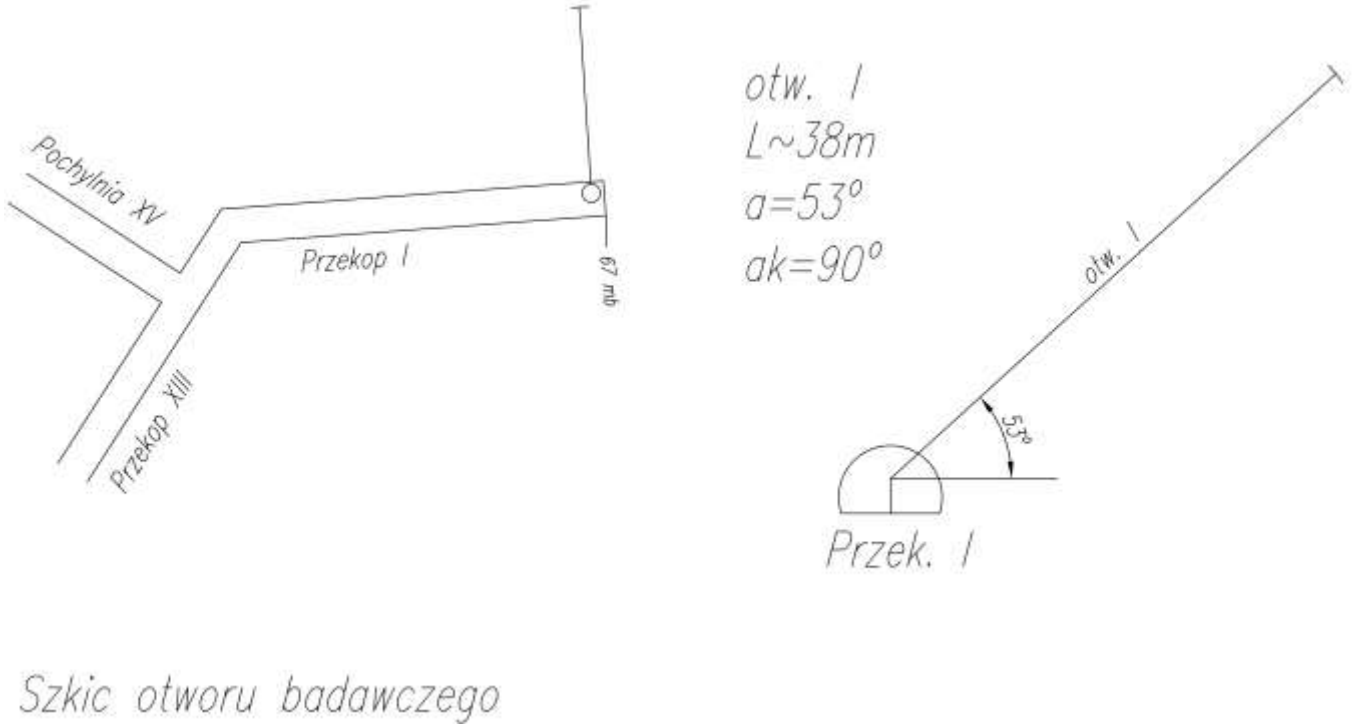
Nachylenie warstw karbońskich w granicach OG zwykle waha się od 10° do 25°. W strefach zaburzeń tektonicznych nachylenie warstw wzrasta: w sąsiedztwie fałdu knurowskiego do 35°, w rejonie nasunięcia orłowskiego do 90°.



Sposoby rozpoznawania złóż

Do podstawowych metod pomocnych w rozpoznaniu złoża możemy zaliczyć:

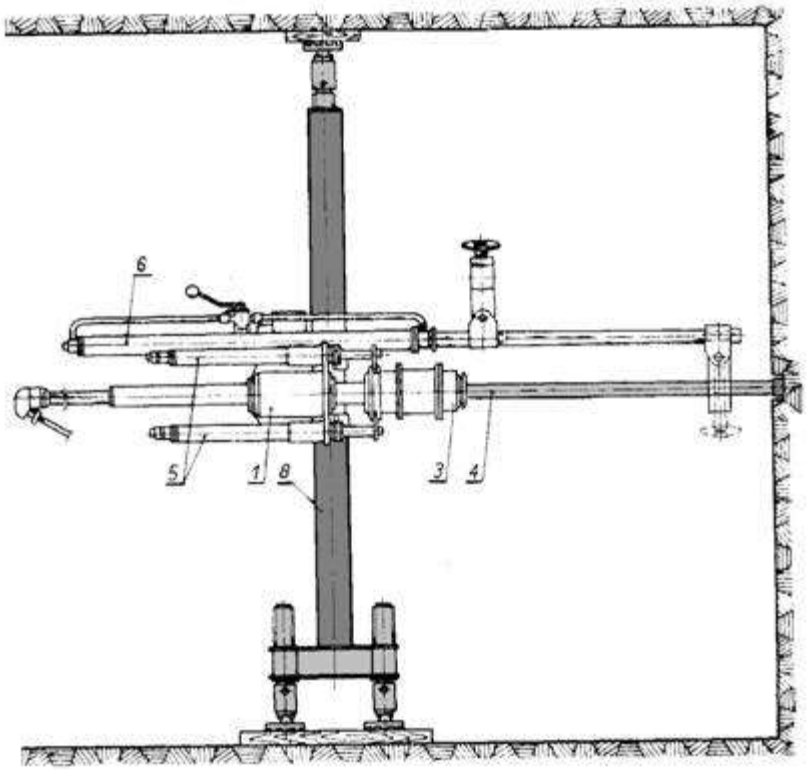
- Metody wiertnicze
  - Metody kartograficzne
    - Metody geofizyczne



Szkic otworu badawczego

Sposoby rozpoznawania złóż

Wiertnictwo dołowe



Źródło: www.cza.republika.pl

Wiercenie dołowe pozwala na bezpośrednie rozpoznanie litologii interesującego nas fragmentu złoża. Szczególnie przydatne w oznaczaniu skał w bezpośrednim stropie i lub spągu pokładu oraz do wyznaczania odległości między pokładami.

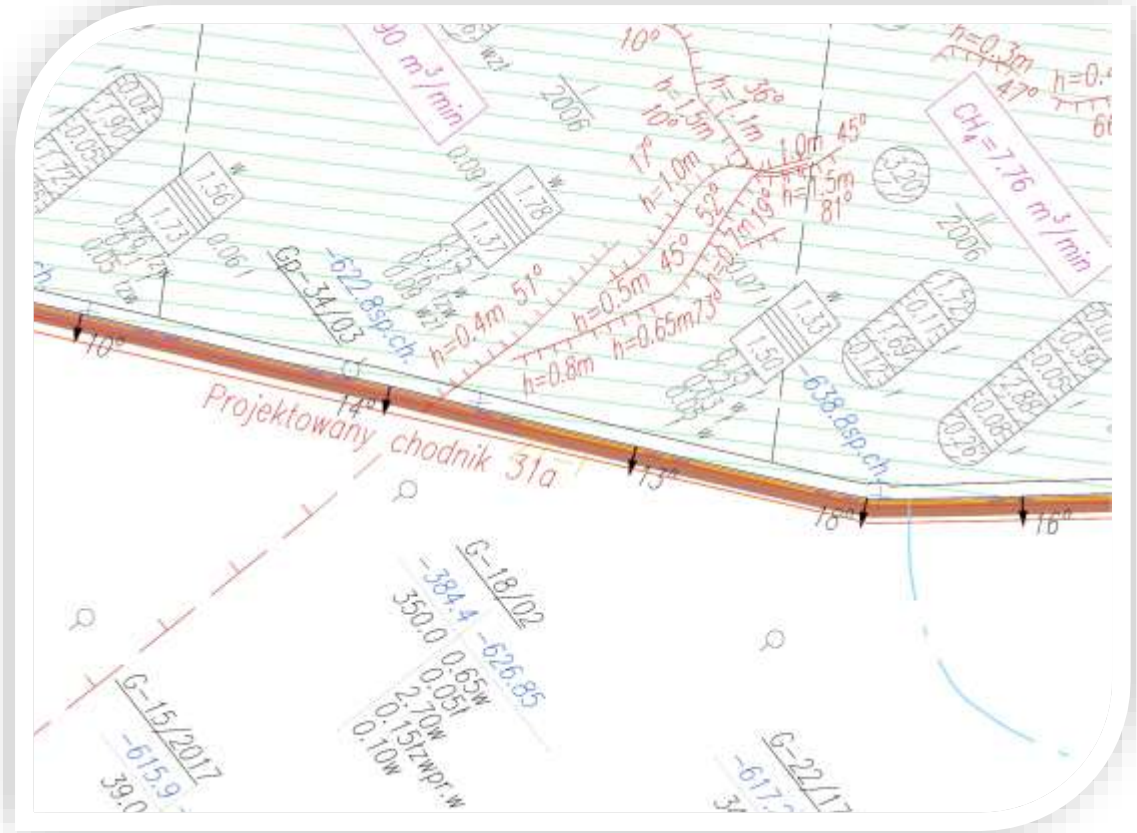
Wiercenia dołowe możemy w skrócie podzielić na:

- Rdzeniowe;
- Bezrdzeniowe.

Sposoby rozpoznawania złóż

Kartografia

Informacje przedstawione na mapie pozwalają na prognozę występowania zaburzeń i innych zjawisk geologicznych.



Ułatwia to projektowanie przyszłych wyrobisk eksploatacyjnych.

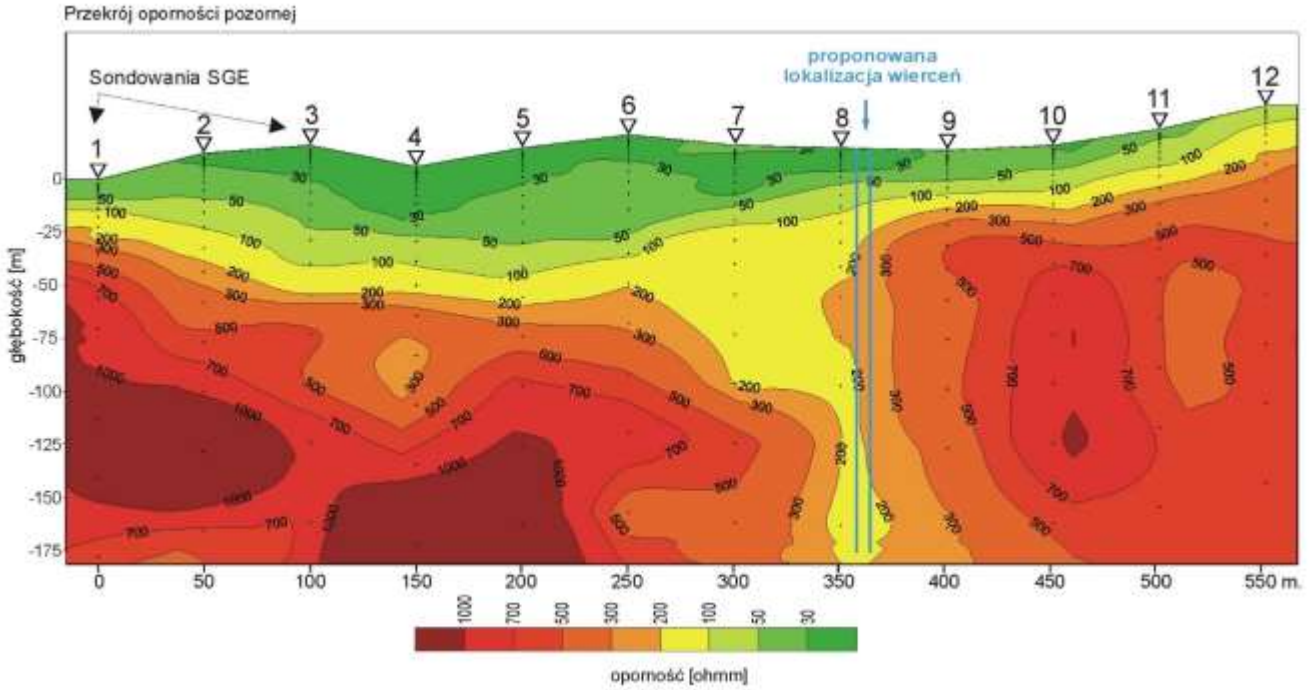
Kompletna mapa zawiera także informacje jakościowe i ilościowe w kontekście interesującej nas partii złoża. Przekłada się to na lepsze zaplanowanie eksploatacji.

Sposoby rozpoznawania złóż.

Geofizyka.

Metody geofizyczne pozwalają na bezinwazyjne profilowanie złoża. Definiują na podstawie własności fizycznych ośrodka granice nieciągłości lub Zmiany gęstość górotworu. Najbardziej popularne z nich:

- Metoda sejsmoakustyczna;
- Metoda elektrooporowa;
- Metoda grawimetryczna.

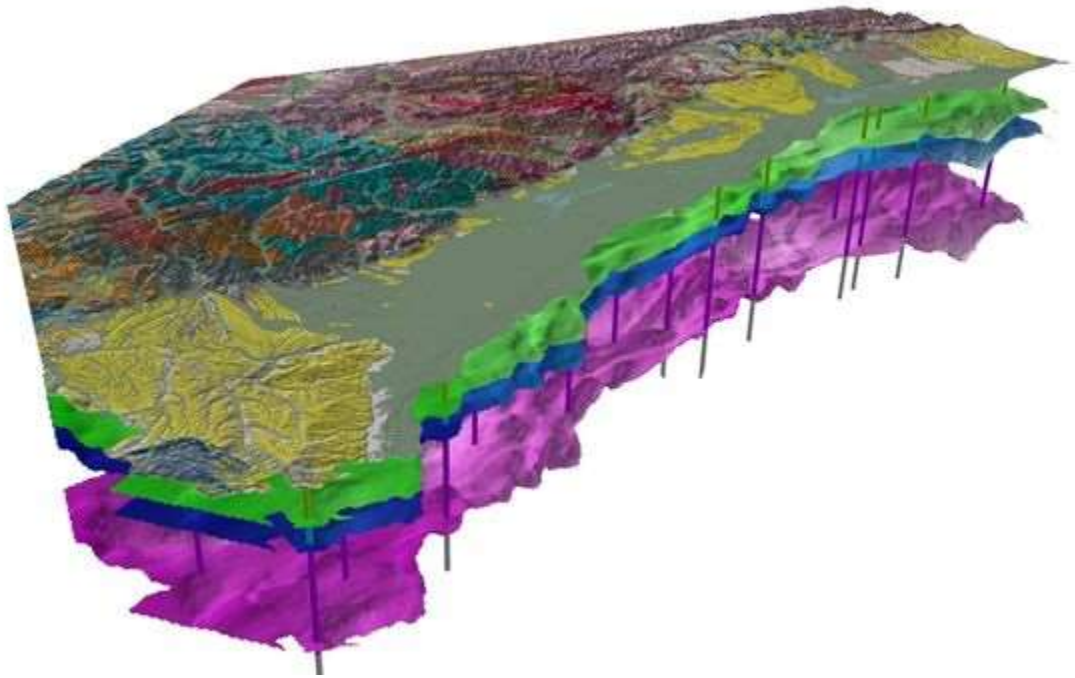


Źródło: www.pbg.com.pl

Sposoby rozpoznawania złóż

PODSUMOWANIE

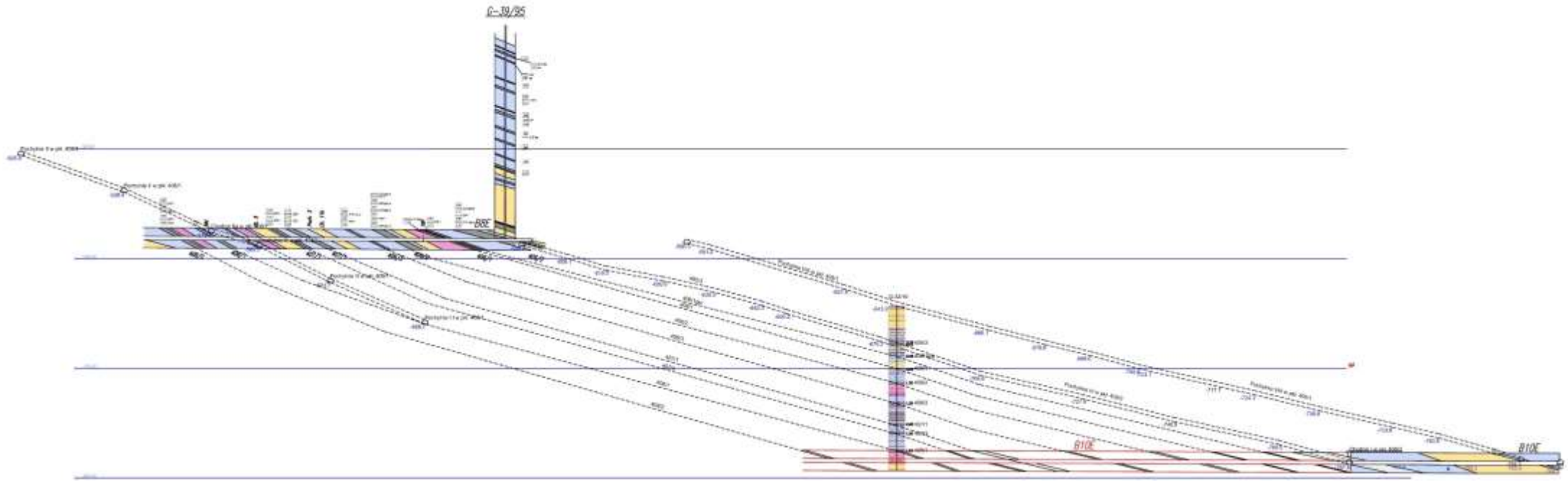
Połączenie wymienionych metod badawczych służących rozpoznaniu złoża daje jego obraz przestrzenny, który przy odpowiedniej interpretacji udziela nam informacji o jego szczegółowej strukturze.



Źródło: www.lemonde.fr

W dzisiejszych czasach przy zastosowaniu zaawansowanych metod komputerowych możemy zwizualizować model przestrzenny złoża umożliwiający dokładne projektowanie i rozplanowanie eksploatacji.

Rozpoznanie złoża „Knurów” na przykładzie ściany w partii południowej.



Złoże Knurów

Zastosowanie narzędzi informatycznych w rozpoznaniu złoża

Ściana nr 31 w pokładzie 405/3 zaprojektowana została w części złoża rozpoznanej robotami górniczymi oraz licznymi otworami wiertniczymi. Dzięki licznym informacjom pozyskanymi z rdzeni wiertniczych możemy:

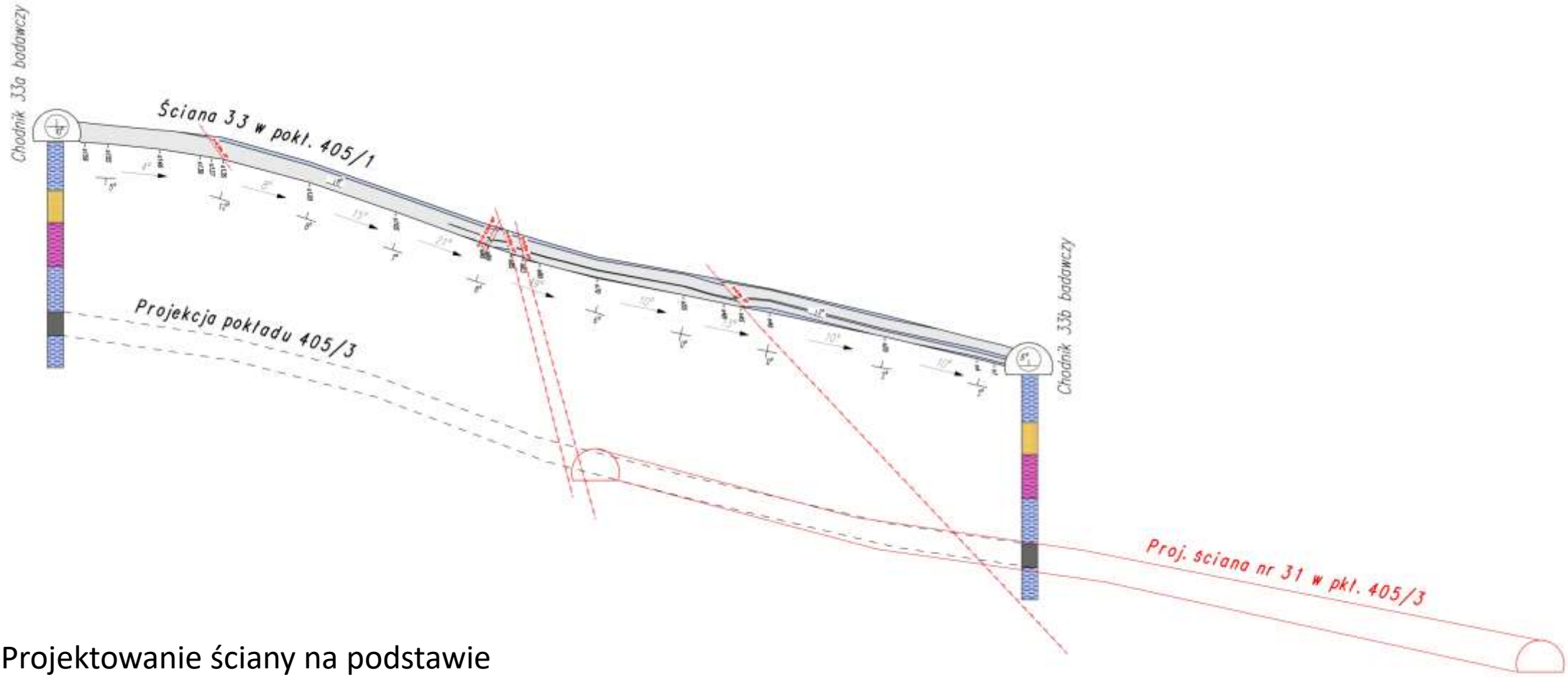
- Oszacować zasoby w projektowanej ścianie,
- Zaprojektować przebieg wyrobisk z uwzględnieniem nachylenia pokładu,
- Oznaczyć parametry jakościowe kopaliny na podstawie analiz fizyko-chemicznych.

Przeszłe roboty górnicze w tym rejonie (ściany wydobywcze w tym samym pokładzie oraz w pokładach wyżej leżących) dają natomiast informacje na temat:

- Występowania zaburzeń tektonicznych (ich wykształcenia oraz przebiegu)
- Innych zaburzeń geologicznych (sedymentacyjne, erozyjne).

Złoże Knurów

Zastosowanie narzędzi informatycznych w rozpoznaniu złoża



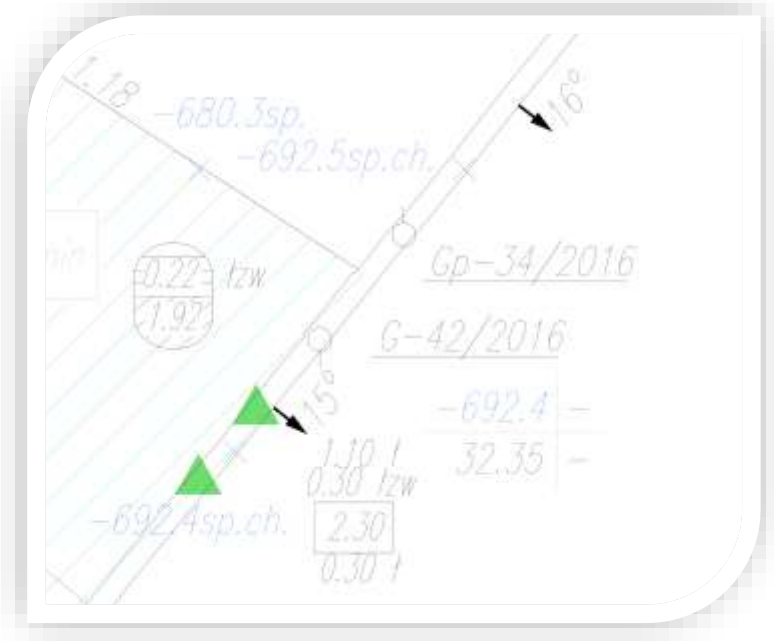
Projektowanie ściany na podstawie pokładu wyżej leżacego.

Złoże Knurów

Zastosowanie narzędzi informatycznych w rozpoznaniu złoża

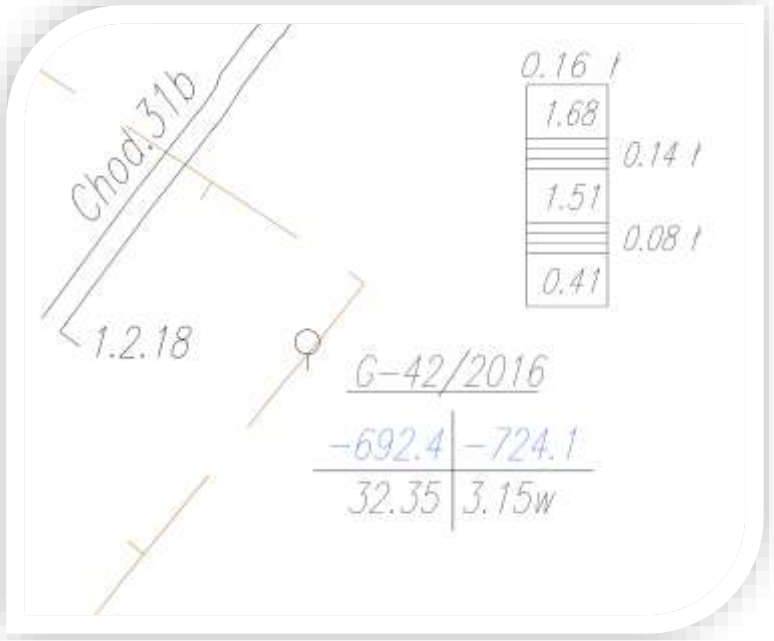
Tworzenie płaszczyzny izolinii spągu pokładu.

Na podstawie punktów wysokościowych oraz długości wyliczonych z rdzenia wiertniczego możemy wyznaczyć głębokość zalegania spągu rozpoznawanego pokładu.



Otwór badawczy wykonany w pkł. 405/1.

Posiadając odpowiednio dużą siatkę otworów jesteśmy w stanie stworzyć dokładną mapę izolinii spągu pokładu.



Otwór bad. Wykonany w pkł. 405/1 i skartowany na pkł. 405/3.

Złoże Knurów

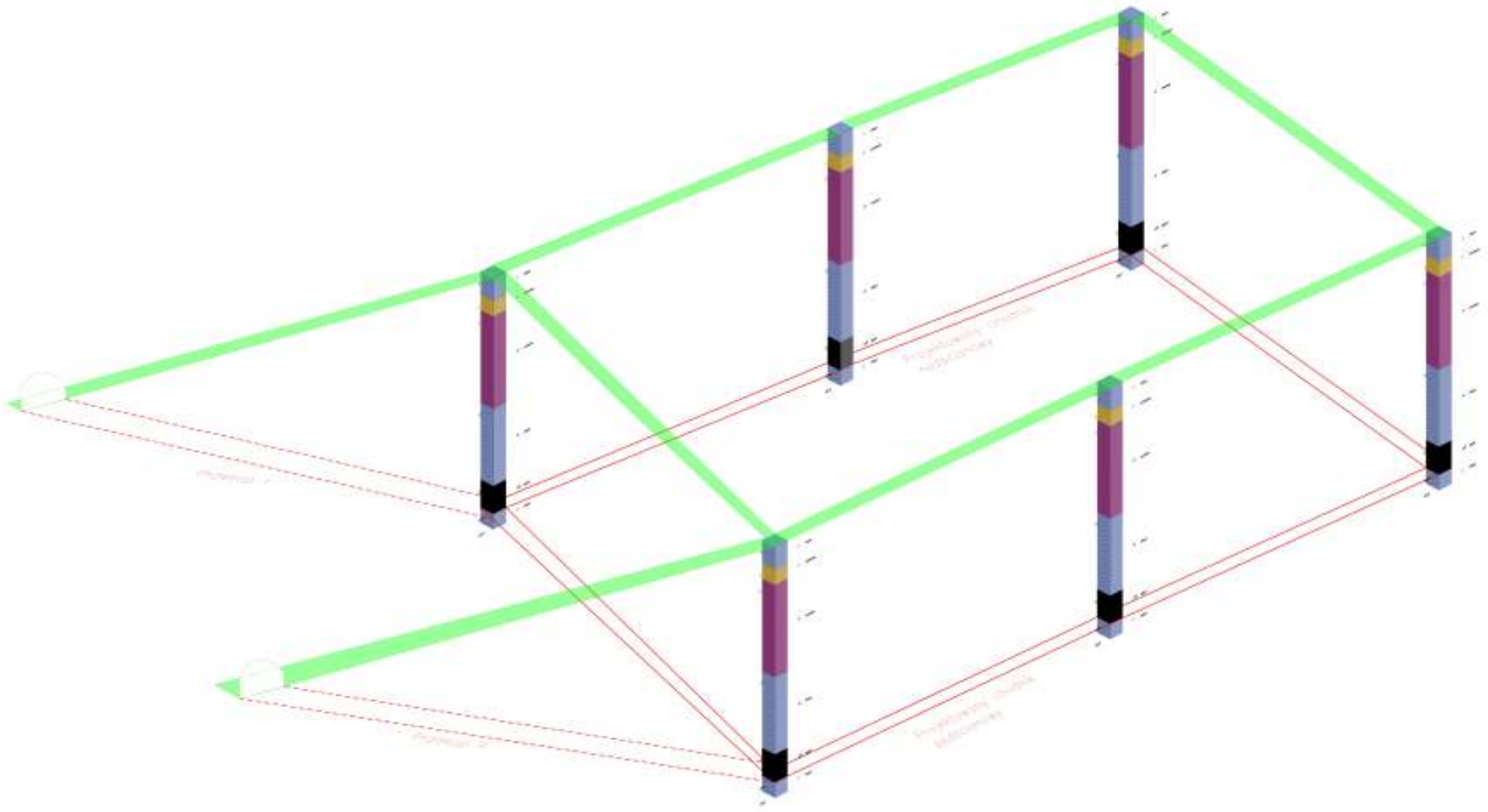
Zastosowanie narzędzi informatycznych w rozpoznaniu złoża



Mapa izolinii głębokości spągu pokładu 405/3.

Złoże Knurów

Zastosowanie narzędzi informatycznych w rozpoznaniu złoża



Przykład wizualizacji 3D projektowanych wyrobisk.

Wyrobiska projektowane.

Wyrobiska projektowane.

Złoże Knurów

Zastosowanie narzędzi informatycznych w rozpoznaniu złoża

Dane wysokościowe w połączeniu z danymi geologicznymi jak informacje o biegu i upadzie pokładu pozwalają na wyznaczenie nachyleń w wyrobiskach udostępniających jak i w samej ścianie.

Dane ilościowe obliczone na podstawie miąższości badanego pokładu z rdzeni wiertniczych oraz wyrobisk przyległych pozwalają na oszacowanie zasobów i możliwości wydobywczych.

Zaprojektowanie wyrobiska z kompletem danych pozwala na oszacowanie możliwości technicznych, eksploatacyjnych i zaplanowanie produkcji węgla w danym interwale czasowym.

Jest to podstawą do rozpoczęcia harmonogramowania.

Złoże Knurów

Zastosowanie narzędzi informatycznych w rozpoznaniu złoża

Tworzenie mapy jakościowej.

Zarówno z rdzeni wiertniczych jak i wyrobisk przygotowawczych pobierane są próby bruzdowe z pokładu. Z nich wykonywane są analizy fizyko-chemiczne, na podstawie których szacuje się parametry jakościowe węgla handlowego.

Roboty przygotowawcze/rozpoznanie otworowe.

↓

Pobór prób.

↓

Analiza laboratoryjna.

↓

Dostarczenie wyników.

←

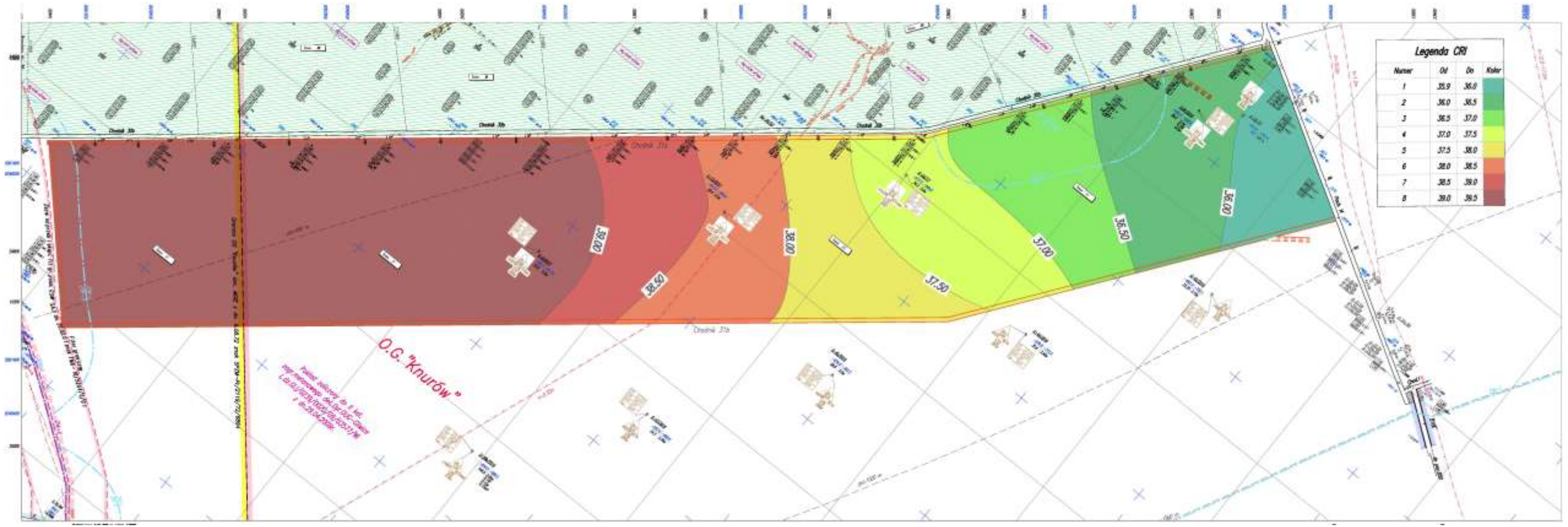
Analiza wyników i naniesienie danych na mapę

↓

Stworzenie mapy jakościowej.

Złoże Knurów

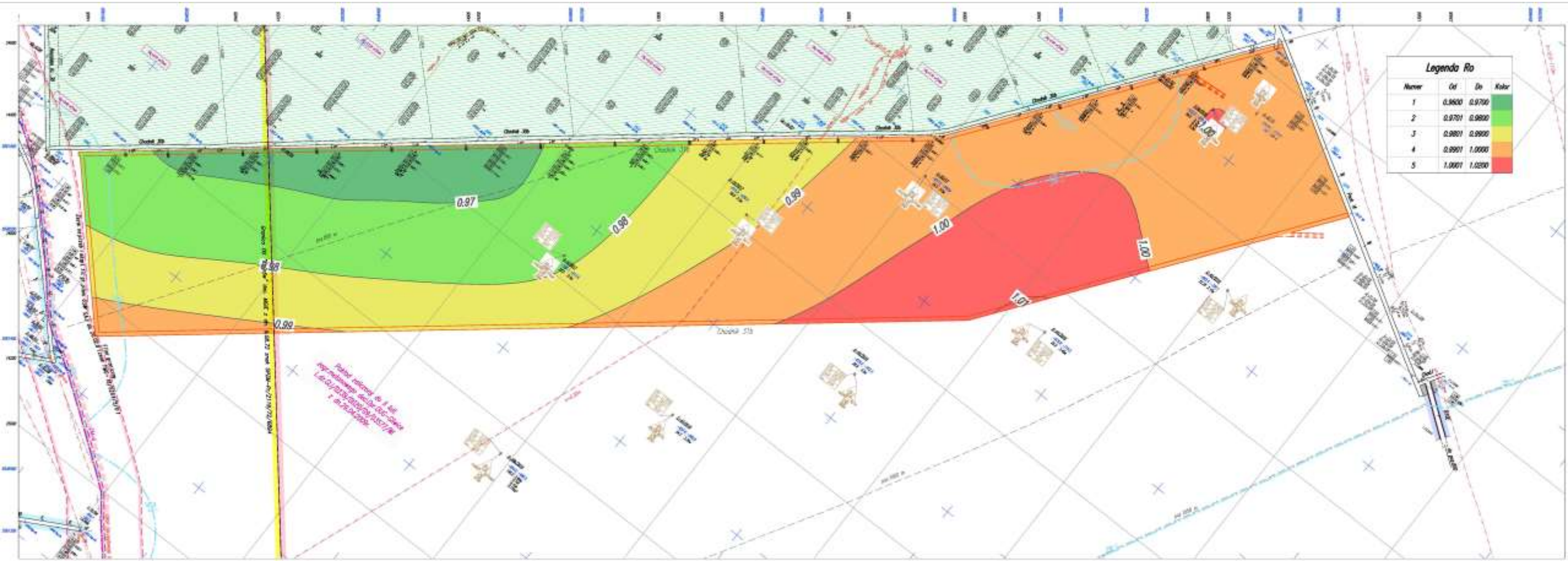
Zastosowanie narzędzi informatycznych w rozpoznaniu złoża



Mapa izolinii jakości parametru CRI dla pokładu 405/3.

Złoże Knurów

Zastosowanie narzędzi informatycznych w rozpoznaniu złoża



Mapa izolinii refleksyjności witrynitu dla pokładu 405/3.

Złoże Knurów

Zastosowanie narzędzi informatycznych w rozpoznaniu złoża

Dane jakościowe.

Parametry fizyko-chemiczne węgli decydują o ich cenie i zastosowaniu. Rozpoznanie kopaliny o konkretnych parametrach np. koksotwórczych pozwoli zaplanować sprzedaż i zastosowanie węgla na konkretnym typie rynku zbytu. Posiadanie kompletu danych jakościowych zwizualizowanych na mapach pozwala na rozplanowanie sprzedaży w czasie do konkretnych odbiorców.

Mapa jakościowa



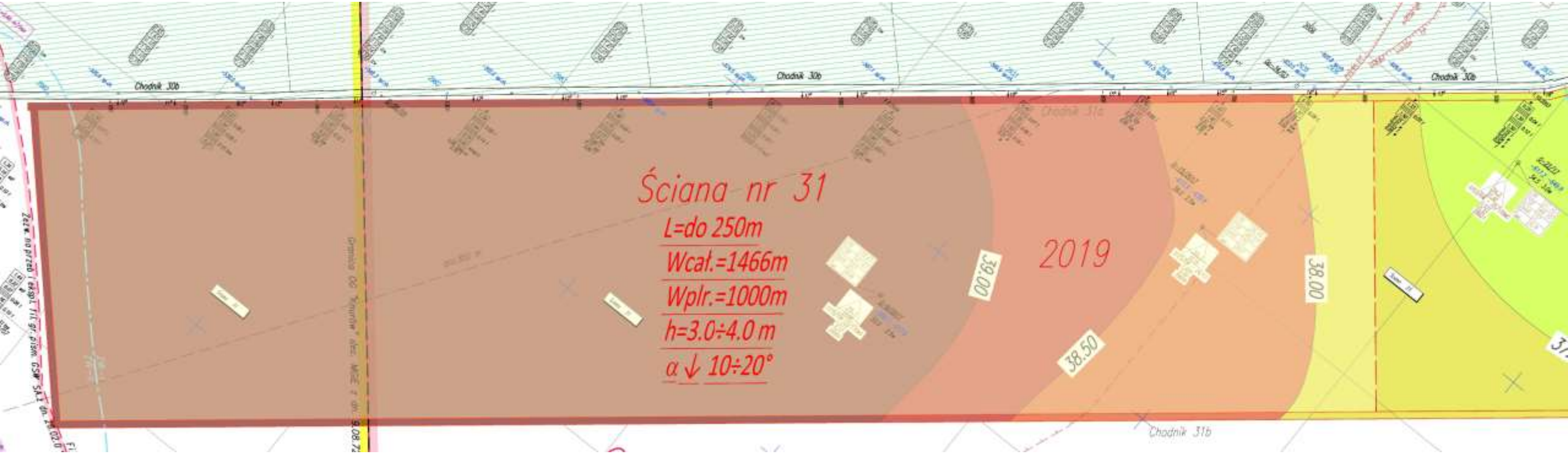
Prognozowanie jakości



Strategia sprzedaży

Złoże Knurów

Zastosowanie narzędzi informatycznych w rozpoznaniu złoża



Mapa izolinii jakości jakości połączona z projekcją eksploatacji przewidzianej na 2019 rok.

Dane geomechaniczne.

Parametry wytrzymałościowe skał mają zastosowanie w wyliczaniu doboru obudowy.

Jako przykład może posłużyć rozstaw obudowy chodnikowej ŁP (np. co 0,5m, 0,75m, 1,25m) co ma przełożenie na czas wykonania wyrobisk udostepniających.



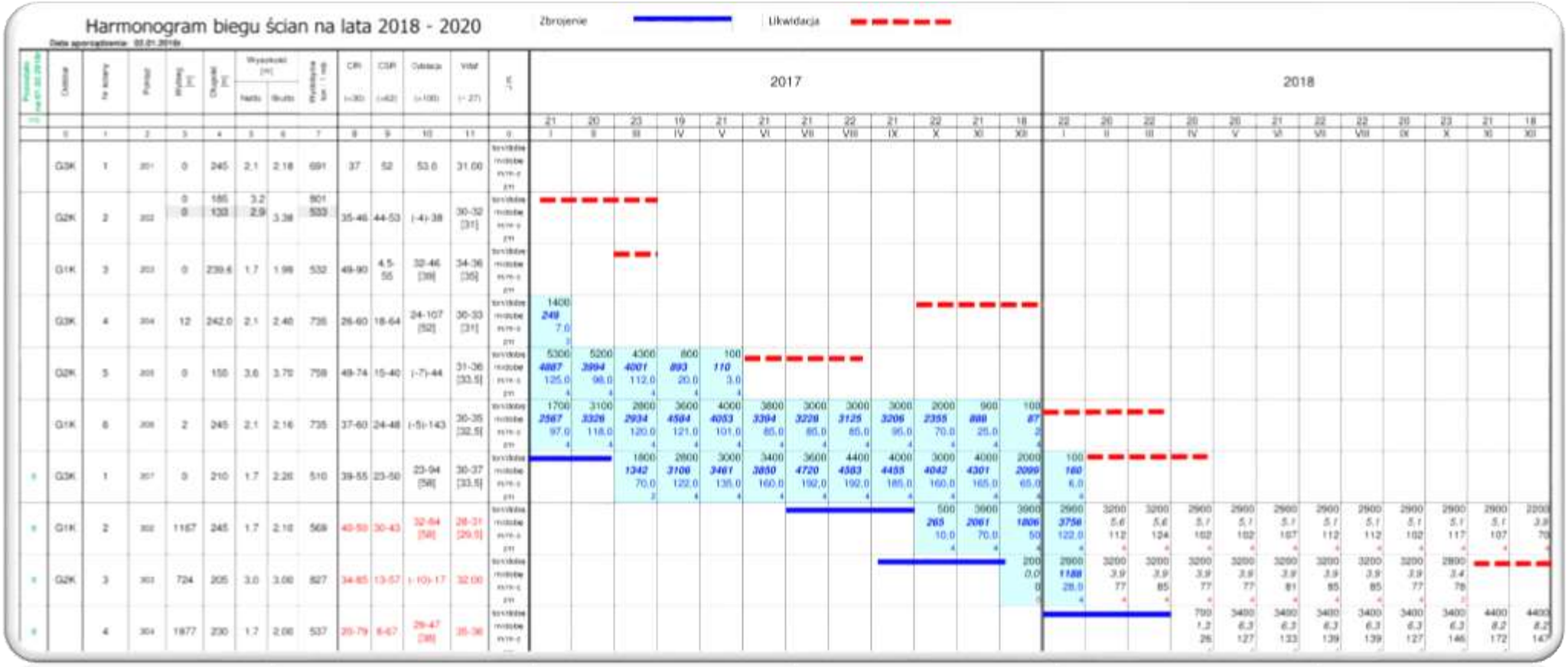
Źródło: www.khw.pl

Dobre rozpoznanie geologiczne

↓

Projekt techniczny wykonania chodników → **Harmonogram robót przygotowawczych**

Harmonogramowanie produkcji



Harmonogramowanie produkcji

Harmonogram w KWK Knurów-Szczygłowice jest tworzony w formie blokowej.

Osobno tworzony jest harmonogram dla robót udostępniająco-przygotowawczych i dla robót eksploatacyjnych.

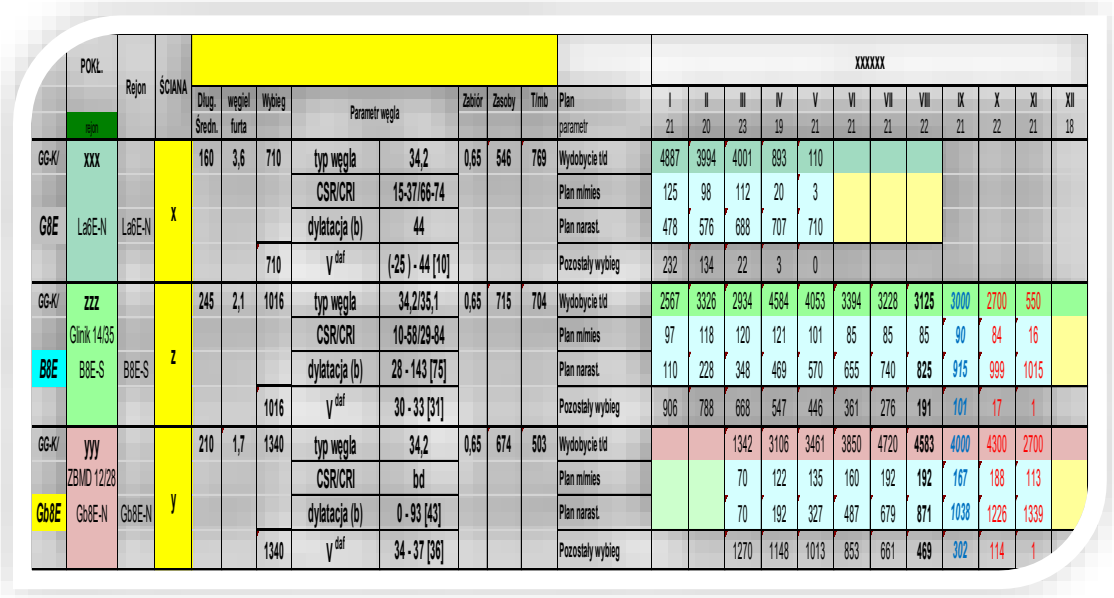
Harmonogramy obejmują rok kalendarzowy jednakże są tworzone dla okresów długoletnich obejmujących nie rzadko 10-15 lat.

Harmonogramy te podkreślają stabilność systemu produkcyjnego, którą osiąga się przez realizację ściśle określonego planu zawartego w harmonogramie.

Harmonogramy są tworzone w oparciu o arkusz kalkulacyjny Excel.

Harmonogram dla robót eksploatacyjnych zawiera podstawowe dane tj.:

- zasoby węgla w ścianach rozciętych,
- długość i wybieg ściany,
- podstawowe parametry jakościowe węgla,
- czasookres zabudowy i wybudowy ściany,
- czas wybierania ściany.



POKŁ. region	Rejon	ŚCIANA	Długość Średn.	węgiel furta	Wybieg	Parametr węgla		Zabiór	Zasoby	Tlmb	Plan parametr	xxxxxx I 21	II 20	III 23	IV 19	V 21	VI 21	VII 21	VIII 22	IX 21	X 22	XI 21	XII 18
GG-V	xxx		160	3,6	710	typ węgla	34,2	0,65	546	769	Wydobycie tid	4887	3994	4001	893	110							
						CSR/CRI	15-37/66-74				Plan mimies	125	98	112	20	3							
G8E	La6E-N	La6E-N				dylatacja (b)	44				Plan narast.	478	576	688	707	710							
					710	V^{daf}	(-25) - 44 [10]				Pozostały wybieg	232	134	22	3	0							
GG-V	zzz		245	2,1	1016	typ węgla	34,2/35,1	0,65	715	704	Wydobycie tid	2567	3326	2934	4584	4053	3394	3228	3125	3000	2700	550	
	Glinik 14/35					CSR/CRI	10-58/29-84				Plan mimies	97	118	120	121	101	85	85	85	90	84	16	
B8E	B8E-S	B8E-S				dylatacja (b)	28 - 143 [75]				Plan narast.	110	228	348	469	570	655	740	825	915	999	1015	
					1016	V^{daf}	30 - 33 [31]				Pozostały wybieg	906	788	668	547	446	361	276	191	101	17	1	
GG-V	yyy		210	1,7	1340	typ węgla	34,2	0,65	674	503	Wydobycie tid			1342	3106	3461	3850	4720	4583	4000	4300	2700	
	ZBMD 12/28					CSR/CRI	bd				Plan mimies			70	122	135	160	192	192	167	188	113	
Gb8E	Gb8E-N	Gb8E-N				dylatacja (b)	0 - 93 [43]				Plan narast.			70	192	327	487	679	871	1038	1226	1339	
					1340	V^{daf}	34 - 37 [36]				Pozostały wybieg			1270	1148	1013	853	661	469	302	114	1	

Harmonogramowanie produkcji.

Harmonogram dla robót udostępniająco-przygotowawczych zawiera m.in.:

- nazwa wyrobiska
- długość wyrobiska.

ściana	Nazwa wyrobiska	Długość wyrobiska	Wykon. mb	XXXX I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
				21	20	23	19	21	21	21	22	21	22	21	18
RUCH "KNURÓW"															
	Ruch ściany		0												
XXX	Ilość brygad przodkowych		0												
	Chodnik x	985	985	150											
	Chodnik y	785	785	182	211	158	72								
	Rozcinka ścianowa z	58	58				3	26	23	6					
	Rozcinka ścianowa 2 pokład 504	148	112		5	15	20	26	21	25	30	6			

W przypadku pojawienia się niespodziewanych komplikacji w realizacji danego harmonogramu kopalnia podejmuje jedno z działań:

- reharmonogramowanie w czasie realizacji danego zadania lub zadań następujących po nim,
- reharmonogramowanie częściowe – harmonogram jest modyfikowany częściowo,
- reharmonogramowanie całościowe- tworzenie od podstaw nowego harmogramu.

PODSUMOWANIE

Podsumowanie

- Prawidłowe i rzetelne rozpoznanie geologiczne złoża jest podstawą do projektowania wyrobisk udostępniających.
- Zastosowanie narzędzi informatycznych znacząco ułatwia i przyspiesza prace projektowe i wizualizacyjne nowych wyrobisk.
- Specjalistyczne programy komputerowe pomagają w dokładniejszych obliczeniach i znacząco zmniejszają możliwość błędów obliczeniowych.
- Posiadanie kompletu danych geologicznych jest gwarancją dobrego rozplanowania robót przygotowawczych oraz eksploatacyjnych.

DZIĘKUJĘ ZA UWAGĘ.

XXVII Szkoła Eksploatacji Podziemnej

Siedliska przyrodnicze, flora i fauna w ocenach oddziaływania górnictwa węgla kamiennego na środowisko

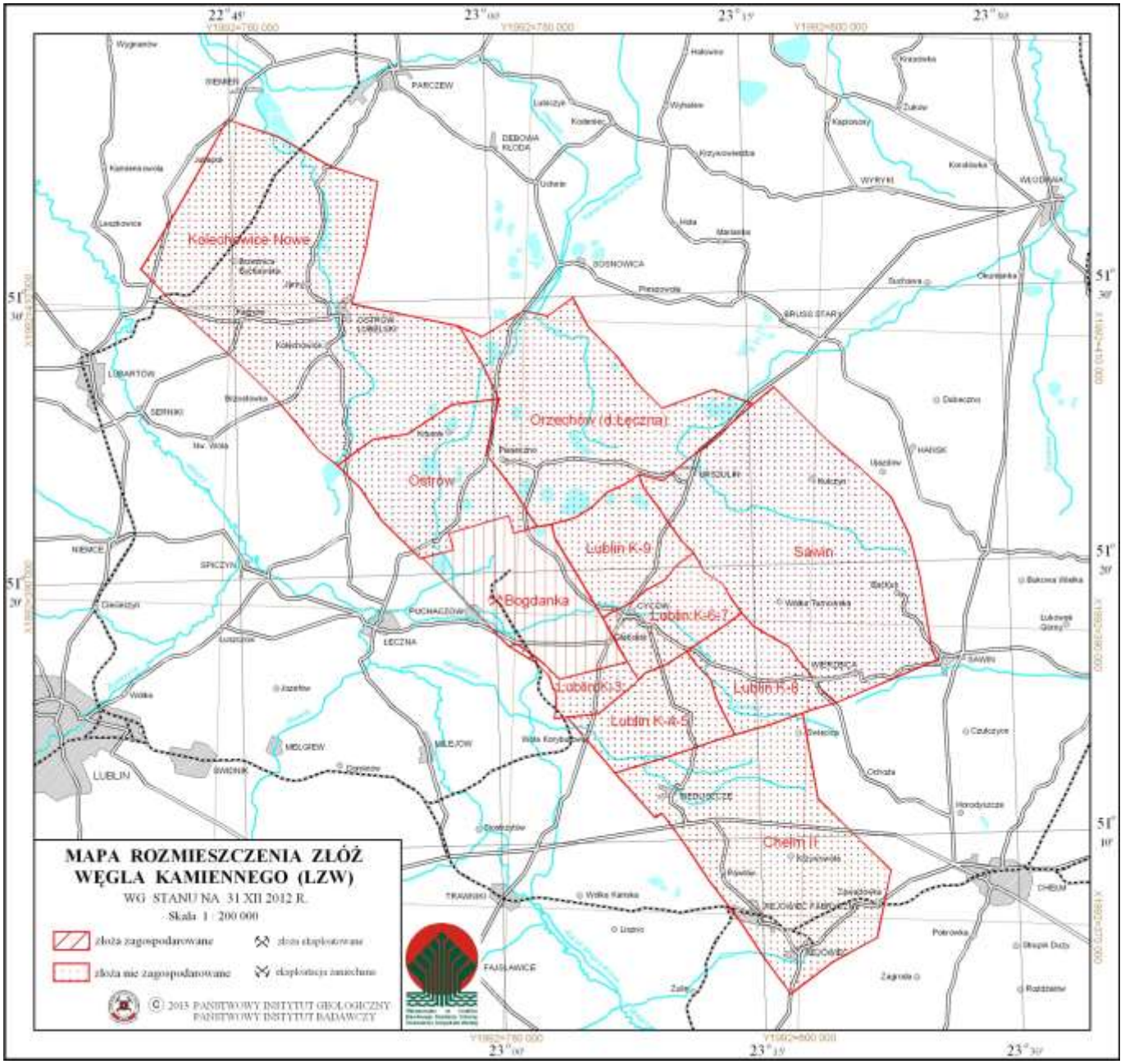
Marek Kucharczyk
Zakład Ochrony Przyrody

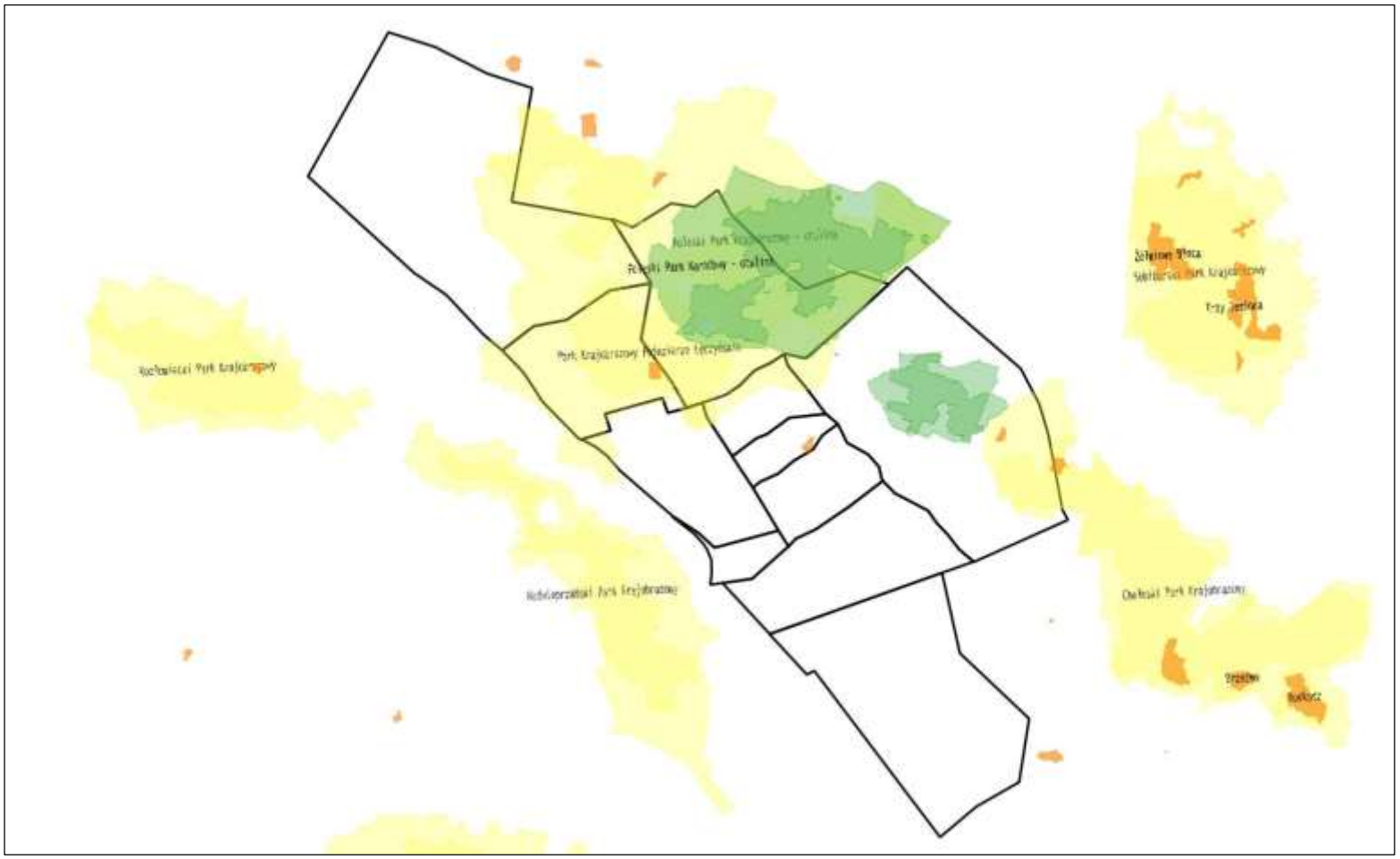
Iwona Gąsak
Studium Doktoranckie

Wydział Biologii i Biotechnologii
Uniwersytet Marii Curie-Skłodowskiej w Lublinie

Plan

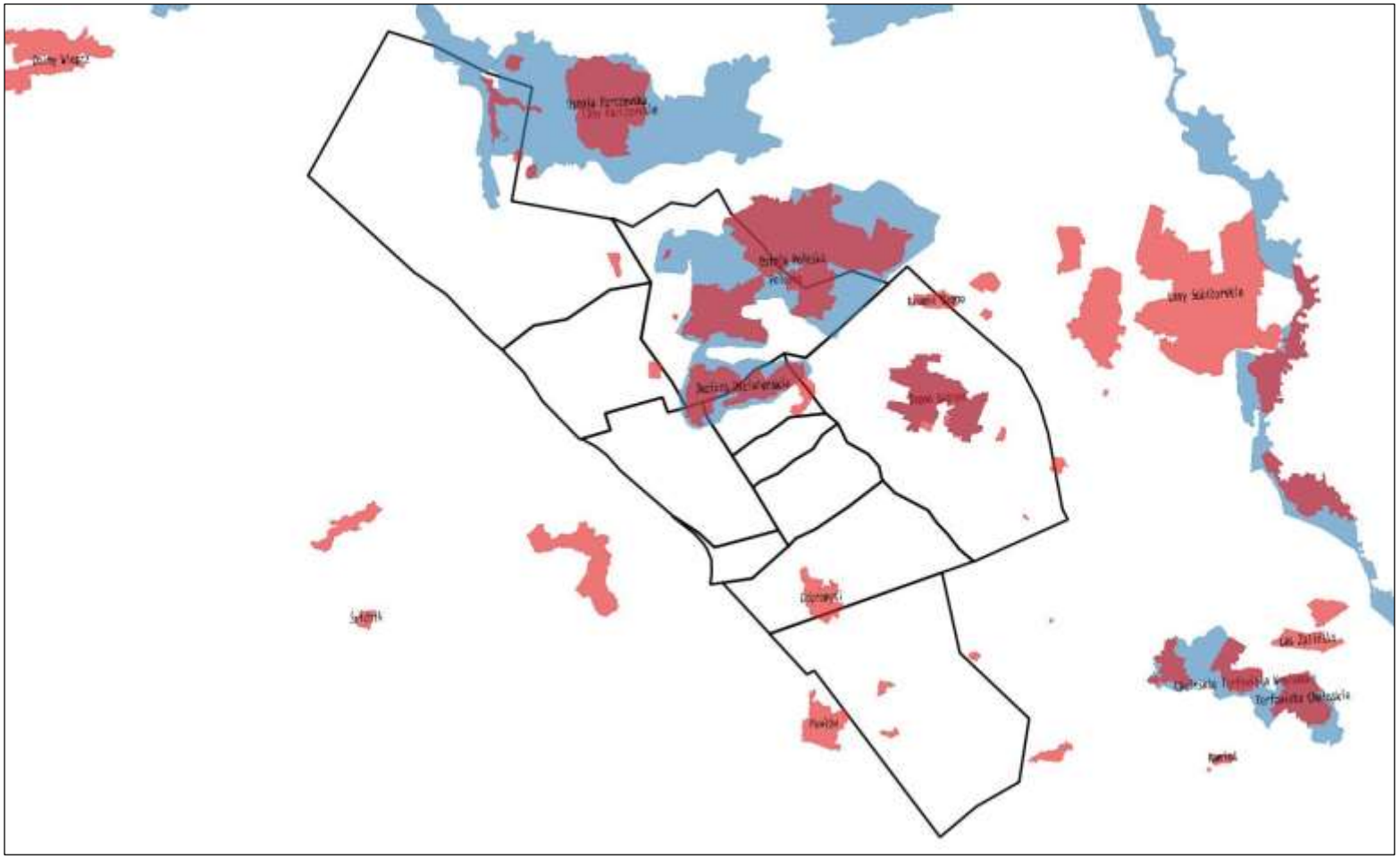
- Lubelskie Zagłębie Węglowe jako przykład obszaru o wielu kolizjach projektów inwestycyjnych z wymaganiami ochrony środowiska przyrodniczego
- Uwarunkowania prawne
- Elementy raportu oceny oddziaływania na środowisko
- Trudności i przykłady rozwiązań


Kolechowice Nowe
Orzechów (d.Łęczna)
Ostrów
Lublin K-9
Sawin
Bogdanka
Lublin K-6÷7
Lublin K-3
Lublin K-8
Lublin K-4÷5
Chełm II
MAPA ROZMIESZCZENIA ZŁÓŻ WĘGLA KAMIENNEGO (LZW)
WG STANU NA 31 XII 2012 R.
Skala 1 : 200 000
złoża zagospodarowane
złoża nie zagospodarowane
złoża eksploatowane
eksploatacja zaniechana
© 2013 PAŃSTWOWY INSTYTUT GEOLOGICZNY
PAŃSTWOWY INSTYTUT BADAWCZY



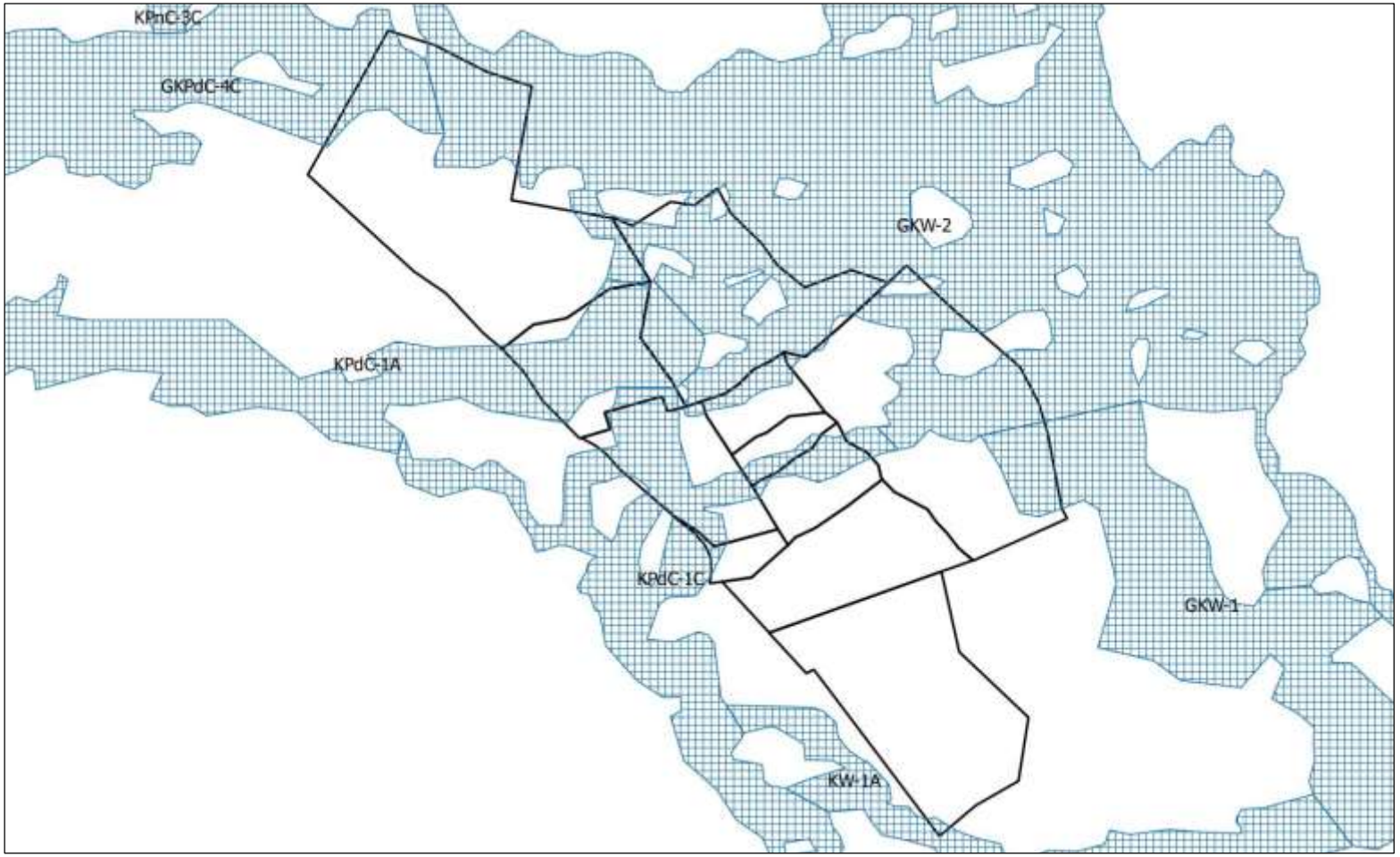
Złoża LZW na tle obszarów chronionych: park narodowy i parki krajobrazowe

Dane wg:
http://geoportal.pgi.gov.pl/uslugi_gis
http://geoserwis.gdos.gov.pl/mapy/

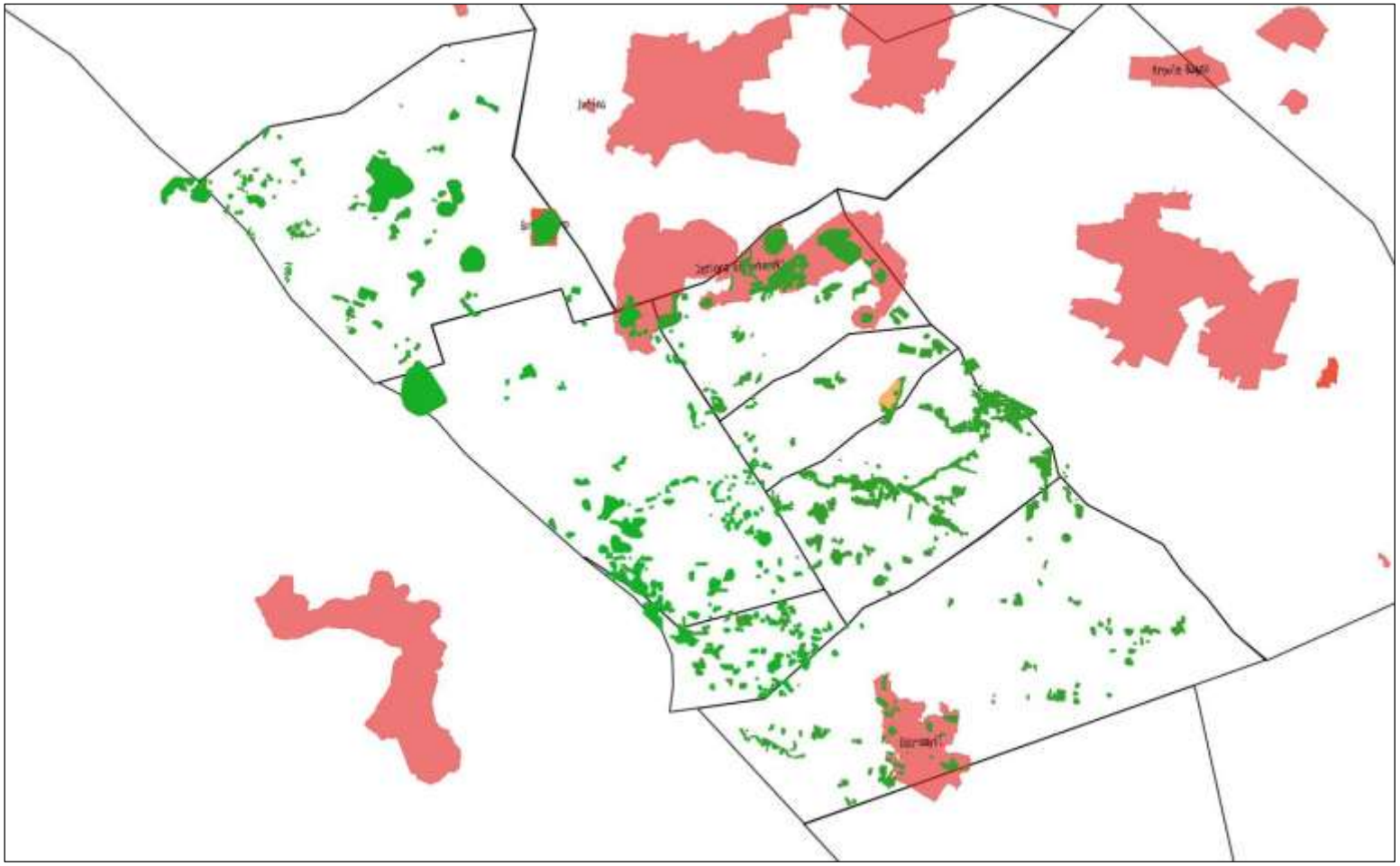


Złoża LZW na tle obszarów chronionych: obszary Natura 2000

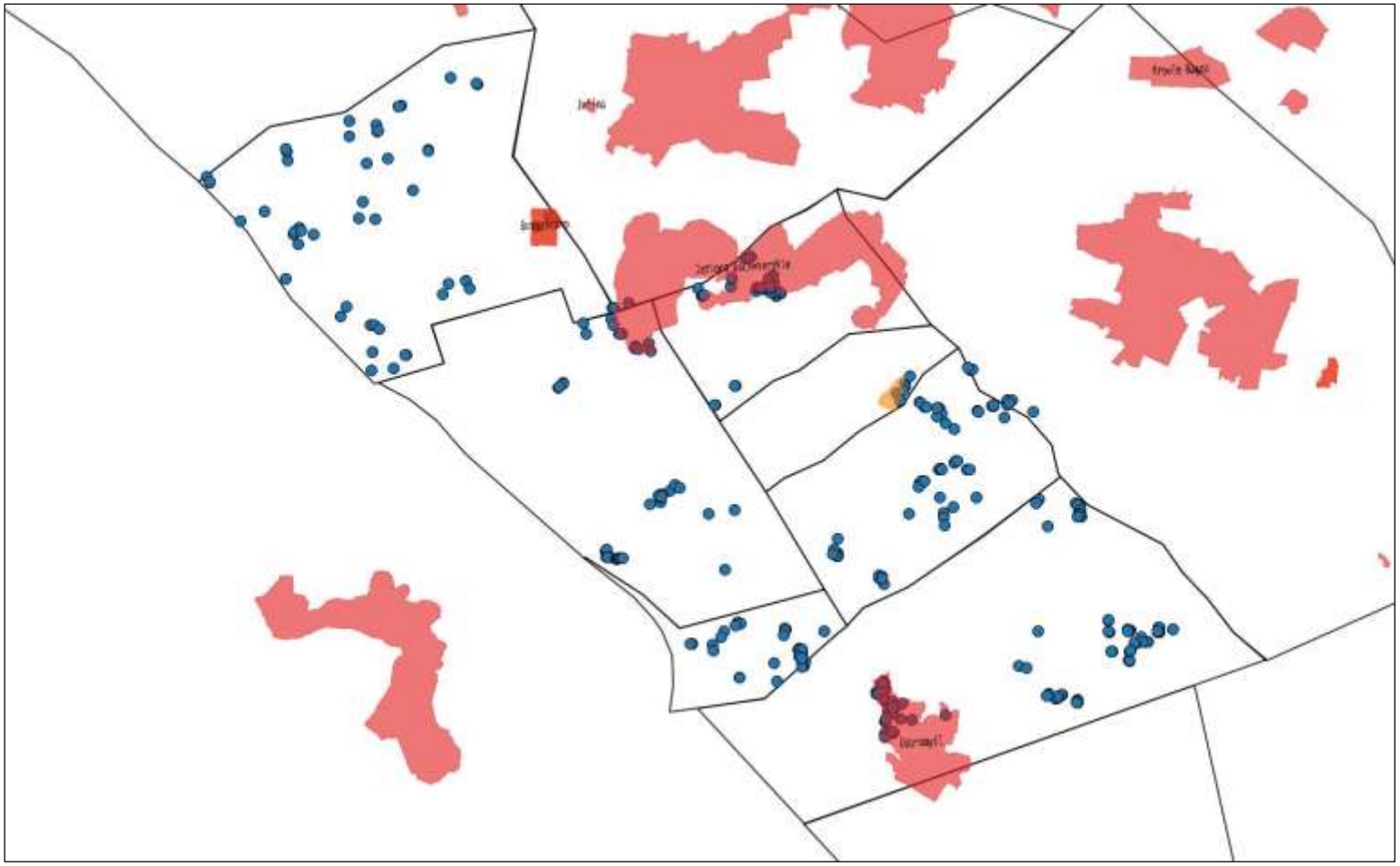
Dane wg:
http://geoportal.pgi.gov.pl/uslugi_gis
http://geoserwis.gdos.gov.pl/mapy/



Złoża LZW na tle korytarzy ekologicznych wg Jędrzejewskiego i in. 2011



Siedliska przyrodnicze (zielony) występują powszechnie poza obszarami chronionymi (obszary siedliskowe Natura 2000 – czerwony, rezerwaty - żółty)



Gatunki owadów chronione Dyrektywą Siedliskową (niebieski) występują poza obszarami chronionymi (obszary siedliskowe Natura 2000 – czerwony, rezerwaty - żółty)

Uwarunkowania prawne

Ustawa z dnia 3 października 2008 r. o udostępnianiu informacji o środowisku i jego ochronie, udziale społeczeństwa w ochronie środowiska oraz o ocenach oddziaływania na środowisko (Dz. U. z 2017 r. poz. 1405, 1566):

Art. 66. 1. Raport o oddziaływaniu przedsięwzięcia na środowisko powinien zawierać informacje umożliwiające analizę kryteriów wymienionych w art. 62 ust. 1 oraz zawierać:

1) opis planowanego przedsięwzięcia, a w szczególności: (…)

d) informacje o różnorodności biologicznej, (…)

2) opis elementów przyrodniczych środowiska objętych zakresem przewidywanego oddziaływania planowanego przedsięwzięcia na środowisko, w tym:

a) elementów środowiska objętych ochroną na podstawie ustawy z dnia 16 kwietnia 2004 r. o ochronie przyrody oraz korytarzy ekologicznych w rozumieniu tej ustawy,

b) właściwości hydromorfologicznych, fizykochemicznych, biologicznych i chemicznych wód;

2a) wyniki inwentaryzacji przyrodniczej, przez którą rozumie się zbiór badań terenowych przeprowadzonych na potrzeby scharakteryzowania elementów środowiska przyrodniczego, jeżeli została przeprowadzona, wraz z opisem zastosowanej metodyki; wyniki inwentaryzacji przyrodniczej wraz z opisem metodyki stanowią załącznik do raportu;

2b) inne dane, na podstawie których dokonano opisu elementów przyrodniczych;

(…)

6a) porównanie oddziaływań analizowanych wariantów na:

a) ludzi, rośliny, zwierzęta, grzyby i siedliska przyrodnicze, wodę i powietrze,

(…)

e) formy ochrony przyrody, o których mowa w art. 6 ust. 1 ustawy z dnia 16 kwietnia 2004 r. o ochronie przyrody, w tym na cele i przedmiot ochrony obszarów Natura 2000, oraz ciągłość łączących je korytarzy ekologicznych,

(…)

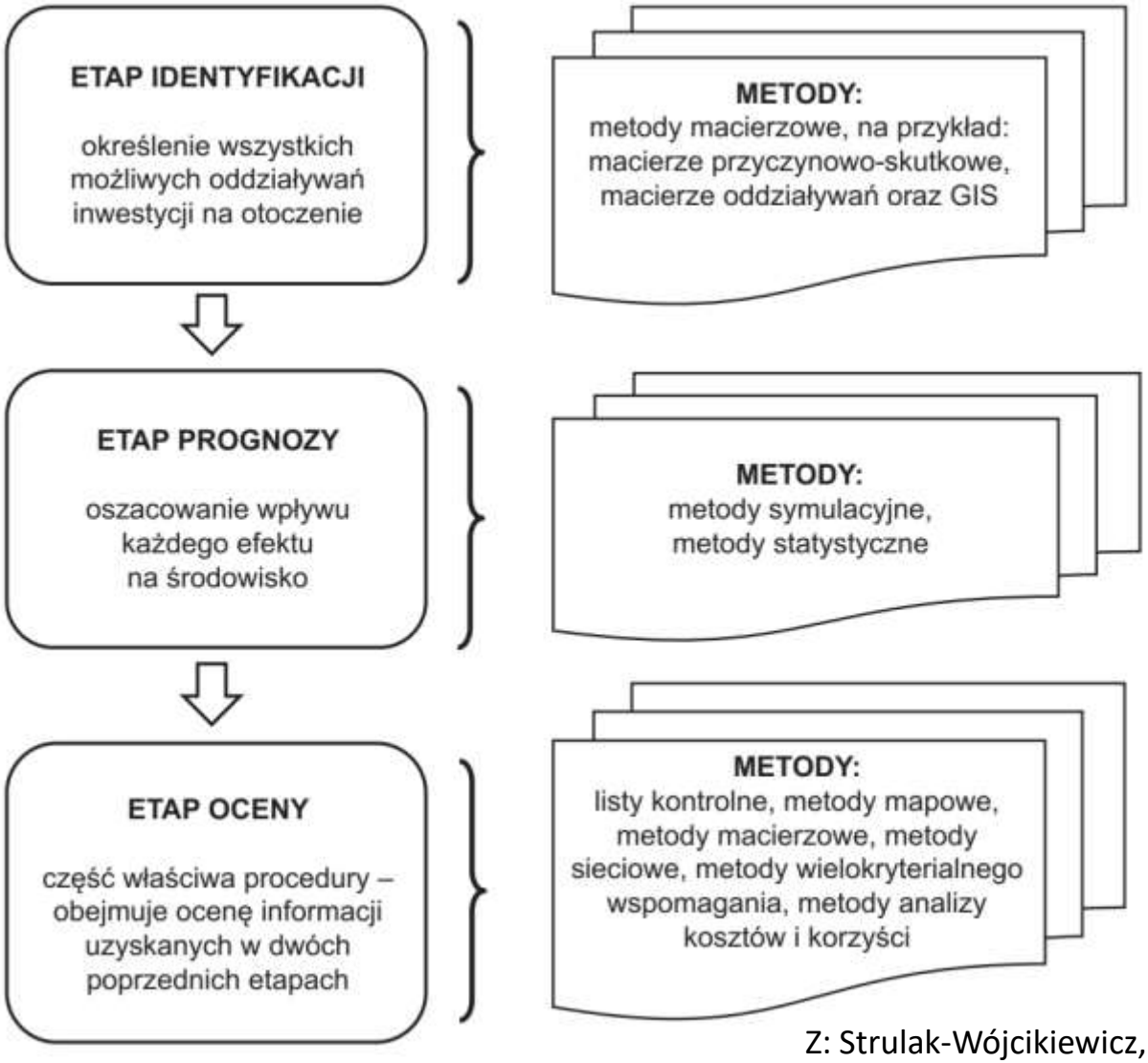
g) wzajemne oddziaływanie między elementami, o których mowa w lit. a–f;

8) opis metod prognozowania zastosowanych przez wnioskodawcę oraz opis przewidywanych znaczących oddziaływań planowanego przedsięwzięcia na środowisko, obejmujący bezpośrednie, pośrednie, wtórne, skumulowane, krótko-, średnio- i długoterminowe, stałe i chwilowe oddziaływania na środowisko, (…)

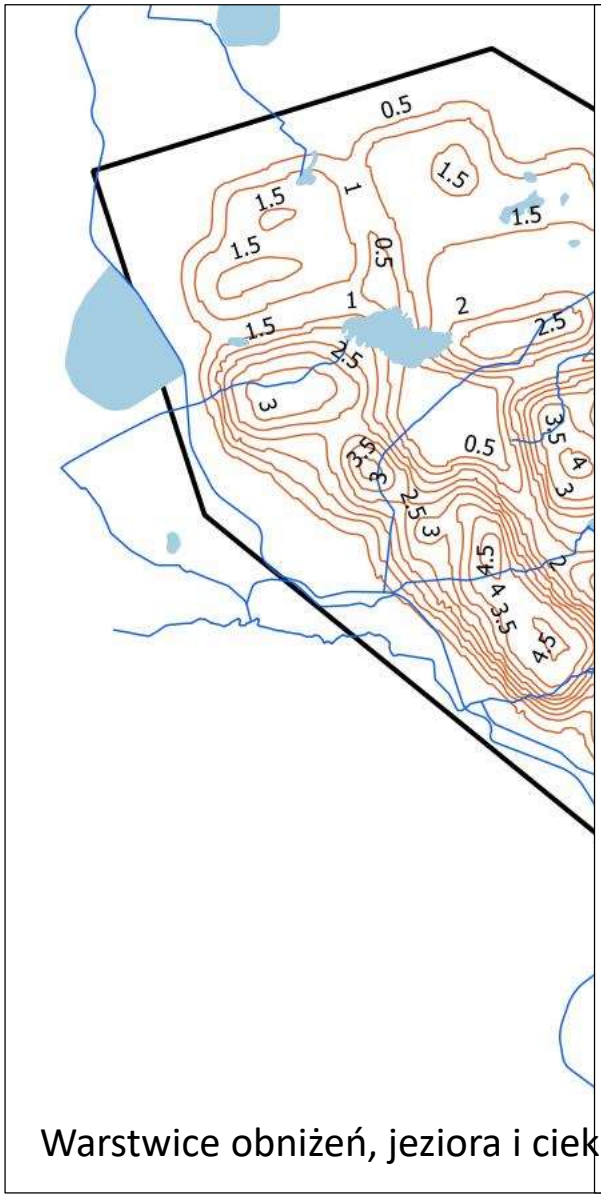
9) opis przewidywanych działań mających na celu unikanie, zapobieganie, ograniczanie lub kompensację przyrodniczą negatywnych oddziaływań na środowisko, w szczególności na formy ochrony przyrody, o których mowa w art. 6 ust. 1 ustawy z dnia 16 kwietnia 2004 r. o ochronie przyrody, w tym na cele i przedmiot ochrony obszaru Natura 2000, oraz ciągłość łączących je korytarzy ekologicznych, wraz z oceną ich skuteczności odpowiednio na etapach realizacji, eksploatacji i likwidacji przedsięwzięcia;

Procedura

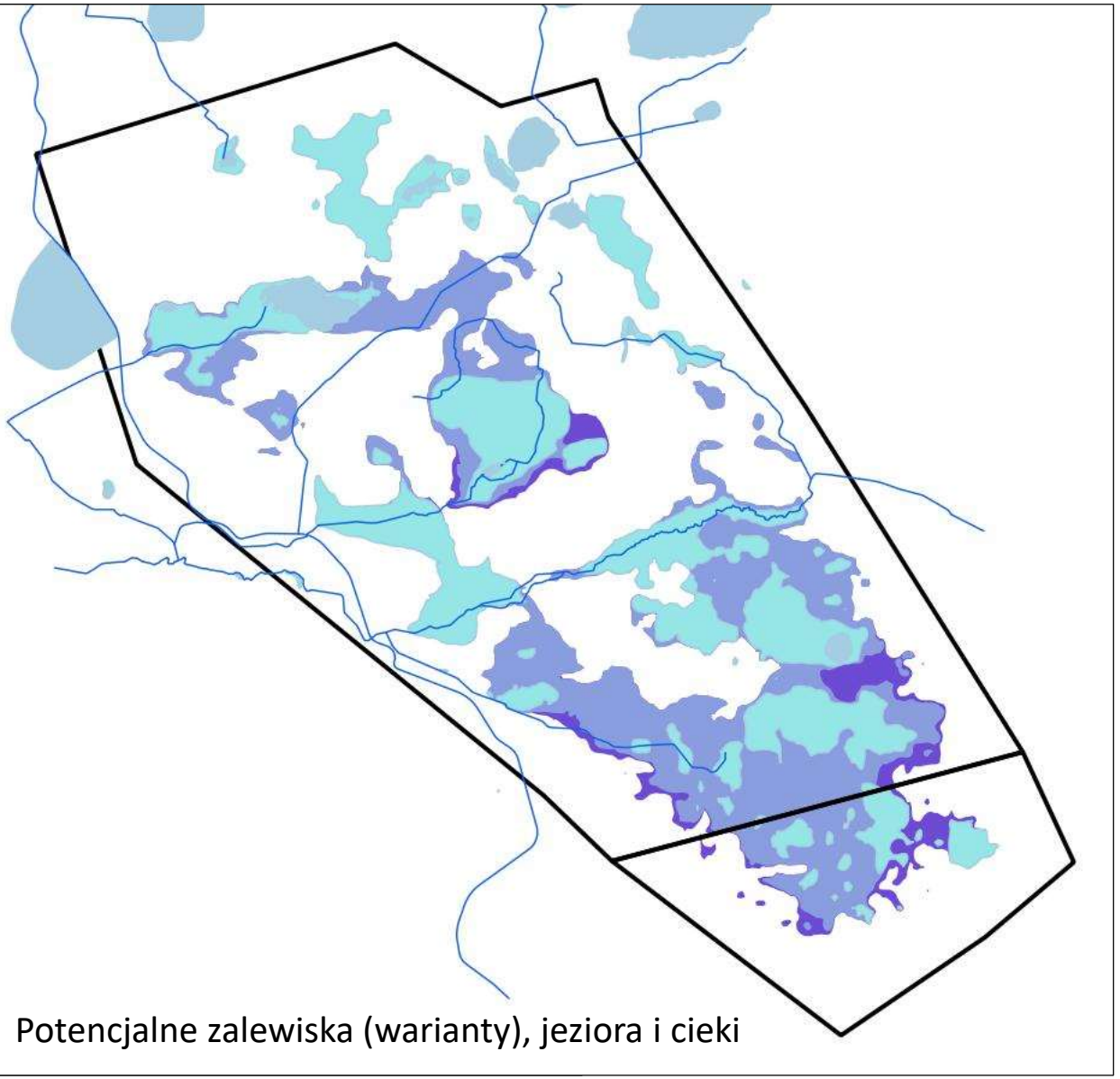
1. Wstępna identyfikacja oddziaływań (metody macierzowe)
2. Inwentaryzacja przyrodnicza optymalizowana pod względem wymogów prawnych i kosztów:
   - zakres przestrzenny (dostosowany do zasięgu potencjalnych oddziaływań);
   - przedmioty inwentaryzacji;
   - okres prowadzenia inwentaryzacji (dostosowany do przedmiotów inwentaryzacji).
3. Określenie receptorów oddziaływań i możliwych reakcji na zmiany
4. Określenie skali oddziaływania
5. Właściwa ocena



Z: Strulak-Wójcikiewicz, Łatuszyńska 2014



Warstwice obniżeń, jeziora i cieki



Potencjalne zalewiska (warianty), jeziora i cieki

Procedura

1. Wstępna identyfikacja oddziaływań (metody macierzowe)
2. Inwentaryzacja przyrodnicza optymalizowana pod względem wymogów prawnych i kosztów:
   - zakres przestrzenny (dostosowany do zasięgu potencjalnych oddziaływań);
   - przedmioty inwentaryzacji;
   - okres prowadzenia inwentaryzacji (dostosowany do przedmiotów inwentaryzacji).
3. Określenie receptorów oddziaływań i możliwych reakcji na zmiany
4. Określenie skali oddziaływania

Inwentaryzacja przyrodnicza

Ograniczenia:

- duży obszar analiz (zazwyczaj są to dziesiątki km^2);
- różnorodność środowisk;
- zróżnicowana biologia gatunków;
- zróżnicowanie funkcji jakie pełnią gatunki i poszczególne składniki ekosystemów.

Podstawowe kryteria wyboru metod badawczych:

- powinny dać dane pewne (wysoki poziom ufności),
- zdolne do użycia w wielu środowiskach i odpowiednie do tak wielu gatunków, jak to tylko możliwe,
- umożliwiające powtarzalność i dobrze udokumentowane,
- Efektywne, tzn. dające odpowiedzi na możliwie wiele pytań przy najmniejszym nakładzie środków,
- minimalnym wpływie na środowisko przyrodnicze, np. na zachowanie gatunków, ich sukces rozrodczy, nieniszczące siedlisk.

Inwentaryzacja przyrodnicza

Najczęściej stosowaną metodą w ocenie różnorodności gatunkowej jest użycie taksonów wskaźnikowych.

Takson wskaźnikowy winien mieć:

- dobrze znaną i ustaloną taksonomię;
- dobrze znaną ekologię;
- łatwość badań terenowych;
- występowanie w szerokim zakresie siedlisk;
- występowanie gatunków stenotopowych (o wąskich wymaganiach siedliskowych);
- wzorce obserwowane u taksonów wskaźnikowych występują również u innych taksonów.

- Na poziomie ekosystemów można zastosować zespoły roślinne (syntaksony) jako wskaźniki różnorodności i stanu.
- Planowanie inwentaryzacji sprowadza się do doboru takich taksonów i syntaksonów wskaźnikowych by uzyskać wysoką efektywność prac (odpowiedź na możliwie wiele pytań przy najmniejszym nakładzie środków).

Rośliny naczyniowe, mszaki, porosty (grzyby lichenizujące)
Owady: motyle, ważki, chrząszcze wodne
Ryby (?), płazy, gady, ptaki
Ssaki : wydra, bóbr, nietoperze (?)

- Wyniki inwentaryzacji:
  - zasoby (powierzchnia, liczebność, pary lęgowe itp.)
  - rozmieszczenie (mapy)
  - waloryzacja terenu









Waloryzacja

4 - walor bardzo wysoki; spełnia co najmniej dwa z poniższych warunków:

- gatunek sporadyczny, stenotopowy,
- związany z rzadkimi lub wrażliwymi siedliskami,
- wymieniony w Załączniku 2 Dyrektywy 92/43/EWG w sprawie ochrony siedlisk przyrodniczych oraz dzikiej fauny i flory (Dyrektywa Siedliskowa);
- objęty ochroną ścisłą zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 6 października 2014 r. w sprawie ochrony gatunkowej zwierząt. Dz.U. poz. 1348.

3 - walor wysoki; spełnia co najmniej jeden z warunków:

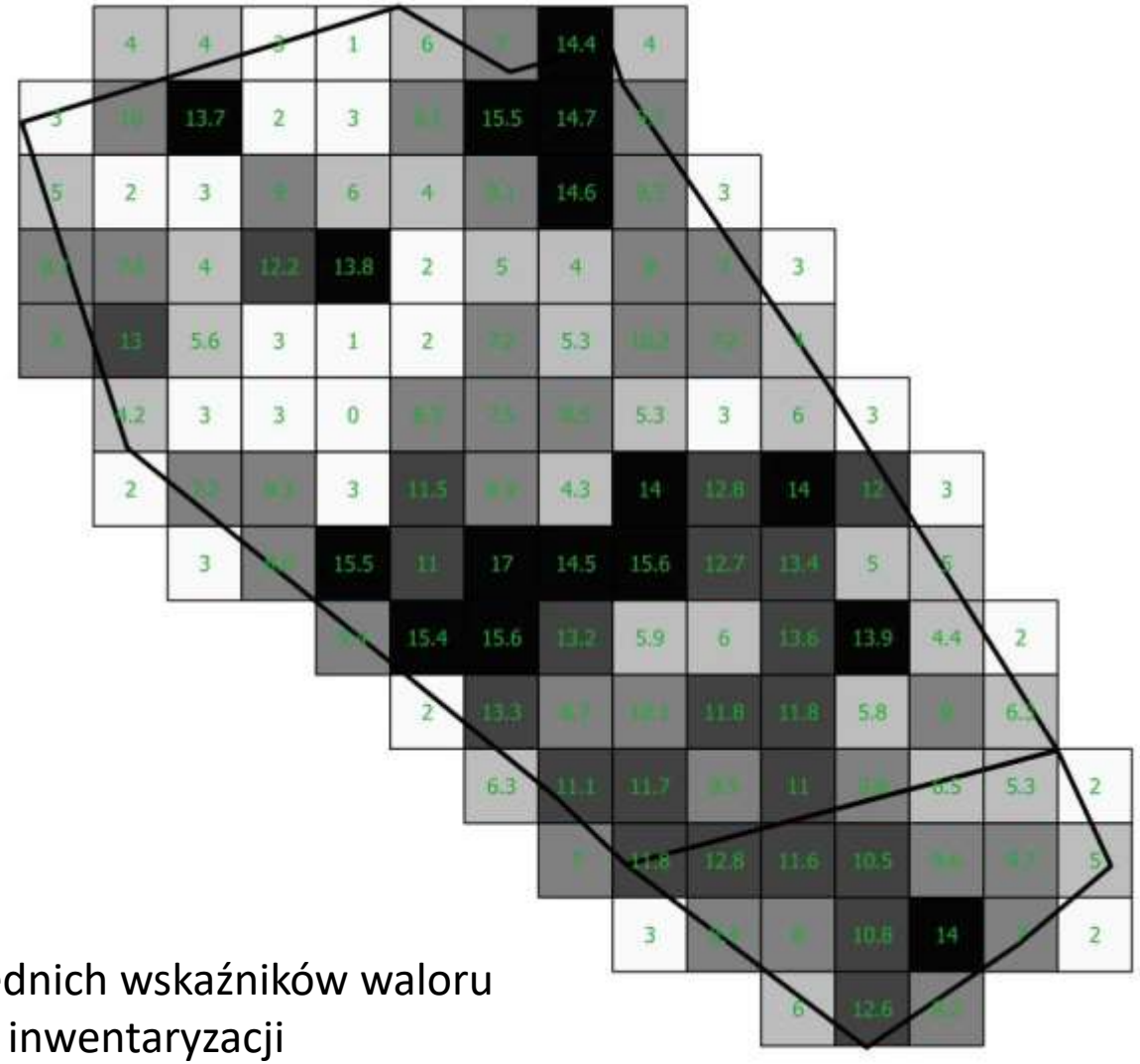
- gatunek rzadki, stenotopowy,
- związany z rzadkimi lub wrażliwymi siedliskami,
- objęty ochroną ścisłą zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 6 października 2014 r. w sprawie ochrony gatunkowej zwierząt. Dz.U. poz. 1348.

2 - walor średni; spełnia poniższe warunki:

- gatunek średnio częsty, stenotopowy,
- związany z rzadkimi lub wrażliwymi siedliskami,
- objęty ochroną częściową zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 6 października 2014 r. w sprawie ochrony gatunkowej zwierząt. Dz.U. poz. 1348.

1 - walor niski; spełnia poniższe warunki:

- gatunek częsty, o szerokich wymaganiach środowiskowych;
- niezwiązany z rzadkimi lub wrażliwymi siedliskami,
- objęty ochroną częściową zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 6 października 2014 r. w sprawie ochrony gatunkowej zwierząt. Dz.U. poz. 1348



Waloryzacja terenu: suma średnich wskaźników waloru poszczególnych przedmiotów inwentaryzacji

Procedura

1. Wstępna identyfikacja oddziaływań (metody macierzowe)
2. Inwentaryzacja przyrodnicza optymalizowana pod względem wymogów prawnych i kosztów:
   - zakres przestrzenny (dostosowany do zasięgu potencjalnych oddziaływań);
   - przedmioty inwentaryzacji;
   - okres prowadzenia inwentaryzacji (dostosowany do przedmiotów inwentaryzacji).
3. Określenie receptorów oddziaływań i możliwych reakcji na zmiany
4. Określenie skali oddziaływania
5. Właściwa ocena

Określenie receptorów oddziaływań i możliwych reakcji na zmiany

Lp.	Nazwa	Walor	Wrażliwość	Skutki
1.	3150 Starorzecza i naturalne eutroficzne zbiorniki wodne ze zbiorowiskami z *Nympheion*, *Potamion*	1	niska	Zwiększenie powierzchni siedlisk, utworzenie nowych płatów siedliska, możliwa zwiększona eutrofizacja
2.	*6120 Ciepłolubne, śródlądowe murawy napiaskowe (*Koelerion glaucae*)	4	wysoka	Degeneracja składu gatunkowego, zanikanie siedliska na skutek przyśpieszonej sukcesji (zarastanie krzewami i drzewami)
3.	6410 Zmiennowilgotne łąki trzęślicowe (Molinion)	3	wysoka	Degeneracja składu gatunkowego (zanikanie gatunków charakterystycznych, zwiększenie udziału turzyc), przyśpieszonej sukcesji w płatach nieużytkowanych, zanikanie siedliska
4.	6510 Niżowe i górskie świeże łąki użytkowane ekstensywnie (*Arrhenatherion elatioris*)	1	średnia	Uproszczenie składu gatunkowego, rozwój turzyc i krzewów w płatach nieużytkowanych
5.	7140 Torfowiska przejściowe i trzęsawiska (przeważnie z roślinnością z *Scheuchzerio-Caricetea*)	2	wysoka	Zmiana składu gatunkowego i struktury siedliska na skutek zmiany trofii (eutrofizacja), przekształcenie w torfowisko niskie
6.	9170 Grąd środkowoeuropejski i subkontynentalny (*Galio-Carpinetum*, *Tilio-Carpinetum*)	1	średnia	Zmiana składu gatunkowego i struktury siedliska na skutek zmiany poziomu wód glebowych, w przypadku zawodnienia przekształcenie w łęg lub ols
7.	*91E0 Łęgi wierzbowe, topolowe, olszowe i jesionowe (*Salicetum albo-fragilis, Populetum albae, Alnenion glutinoso-incanae*) i olsy źródliskowe	3	niska	W zależności od zmian poziomu wody: małe – brak zmian, duże (>1 m) degeneracja składu i struktury, przekształcenie w ols lub zbiornik wodny
8.	*91I0 Ciepłolubne dąbrowy (*Quercetalia pubescenti petraeae*)	4	wysoka	Zmiana składu gatunkowego i struktury siedliska, przekształcenie w grąd

* priorytetowe siedliska przyrodnicze w rozumieniu Dyrektywy 92/43/EWG

Nazwa polska	Nazwa łacińska	Ochrona	Dyrektywa Ptasia	Walor	Wrażliwość	Trend liczebności
bączek	*Ixobrychus minutus*	s	+	4	mała	↓
bąk	*Botaurus stellaris*	s	+	4	mała	↔
białorzytka	*Oenanthe oenanthe*	s		1	mała	↓
biegus zmienny	*Calidris alpina*	s		4	mała	↓
bielik	*Haliaeetus albicilla*	s	+	4	mała	↓
rudzik	*Erithacus rubecula*	s		1	mała	↔
rybitwa białoskrzydla	*Chlidonias leucopterus*	s		4	mała	↑
rybitwa białowąsa	*Chlidonias hybrida*	s	+	4	mała	↑
rybitwa czarna	*Chlidonias niger*	s	+	4	mała	↑
rybitwa rzeczna	*Sterna hirundo*	s	+	4	mała	↑
rybołów	*Pandion haliaetus*	s	+	4	mała	↔
rycyk	*Limosa limosa*	s		4	mała	↓
samotnik	*Tringa ochropus*	s		3	mała	↓

Zanikanie terenów suchych

Przebudowa drzewostanów

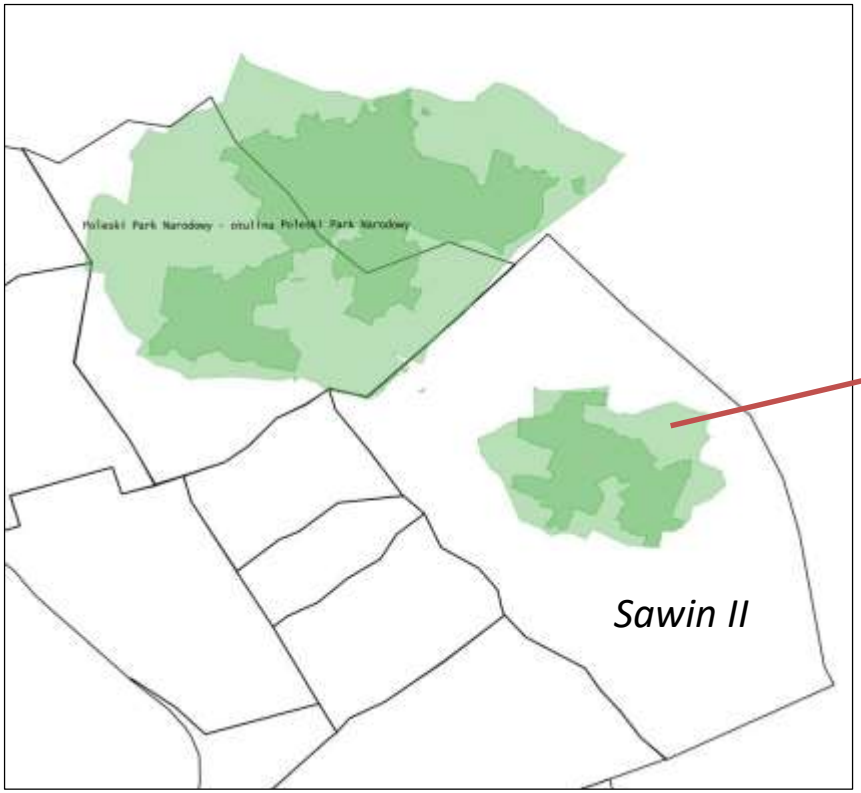
Powstanie nowych zbiorników wodnych

Zanikanie łąk

Różne reakcje na zmiany w obrębie tych samych grup systematycznych lub ekologicznych

- Ocena skutków obarczona dużą niepewnością i subiektywizmem:
  - brak szczegółowej wiedzy o ekologii poszczególnych gatunków :
    - jaki zakres zmienności czynnika środowiskowego jest tolerowany?
    - jaka jest nisza ekologiczna gatunku?
    - jaka jest plastyczność behawioralna?
  - brak modeli lub modele niezweryfikowane
  - brak uniwersalności modeli
  - nieznane zmienne (np.: zmiany w użytkowaniu gruntów, zmiany klimatu, migracje)

Casus wodniczki na Bagnie Bubnów



Bagno Bubnów:

1. Część Poleskiego PN
2. obszar specjalnej ochrony ptaków Bagno Bubnów (PLB060001)
3. specjalny obszar ochrony siedlisk Ostoja Poleska (PLH 060013)
4. Obszar Ramsar







- Wodniczka - najrzadszy, wędrowny ptak Europy, zagrożony w skali świata.
- W 2014 roku na obszarze Bagna Bubnów stwierdzono 389 śpiewających samców wodniczki.
- Dla wodniczki Bagno Bubnów jest jednym z dziesięciu najważniejszych obszarów na świecie (4% światowej populacji).
- Zmiany w uwodnieniu torfowiska, zarówno obniżenie jak i podwyższenie poziomu wody, będzie skutkować wycofaniem się gatunku (Grzywaczewski, inf. ustna).

Grzywaczewski G., Kitowski I. 2018. Coal mining threatens the Vulnerable aquatic warbler Acrocephalus paludicola. Oryx, 52(1), 13–15

Procedura

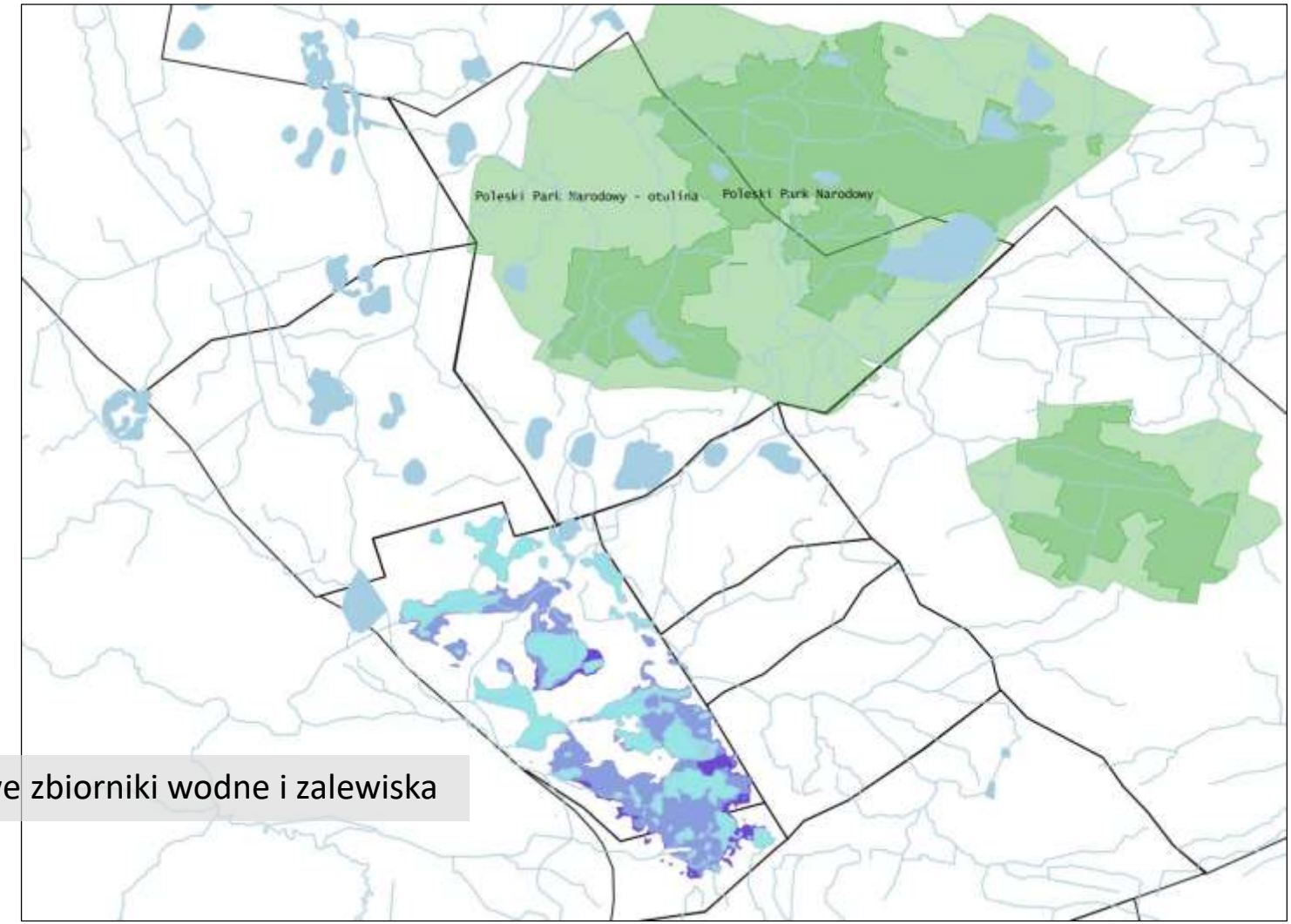
1. Wstępna identyfikacja oddziaływań (metody macierzowe)
2. Inwentaryzacja przyrodnicza optymalizowana pod względem wymogów prawnych i kosztów:
   - zakres przestrzenny (dostosowany do zasięgu potencjalnych oddziaływań);
   - przedmioty inwentaryzacji;
   - okres prowadzenia inwentaryzacji (dostosowany do przedmiotów inwentaryzacji).
3. Określenie receptorów oddziaływań i możliwych reakcji na zmiany
4. Określenie skali oddziaływania
5. Właściwa ocena

Walor/oddziaływanie	0 (0-1%)	1 (1-5%)	2 (5-10%)	3 (10-25%)	4 (25-50%)	5 (>50%)
4 – bardzo wysoki						
3 - wysoki						
2 - średni						
1 niski						

Ubytek lokalnych zasobów jaki przyjęto za znaczący (czerwony) w zależności od waloru gatunku lub siedliska przyrodniczego (przykład).

	Walor	ZERO		OPT		MAX		NAPR	
Siedlisko		%	oddz.	%	oddz.	%	oddz.	%	oddz.
2330 Wydmy śródlądowe z murawami napiaskowymi	2	0	0	0	0	0	0	0	0
3150 Starorzecza i naturalne eutroficzne zbiorniki wodne	1	0	0	0	0	0	0	0	0
6120 Ciepłolubne, śródlądowe murawy napiaskowe	4	0	0	24,7	3	24,7	3	0	0
6410 Zmiennowilgotne łąki trzęślicowe	3	2,4	1	65,2	5	65,2	5	0	0
6510 Niżowe i górskie świeże łąki użytkowane ekstensywnie	1	27,4	4	59,3	5	62,8	5	2,8	1
7140 Torfowiska przejściowe i trzęsawiska	2	1,9	1	1,9	1	1,9	1	0,9	0
9170 Grąd środkowoeuropejski i subkontynentalny	1	35,3	4	78,0	5	92,4	5	24,3	3
91E0 Łęgi wierzbowe, topolowe, olszowe i jesionowe i olsy źródliskowe	3	30,3	4	55,7	5	55,7	5	12,5	3*
91I0 Ciepłolubne dąbrowy	4	0	0	49,1	4	49,1	4	2,8	1
Ważony wskaźnik oddziaływania			**1,2**		**3,3**		**3,3**		**0,8**

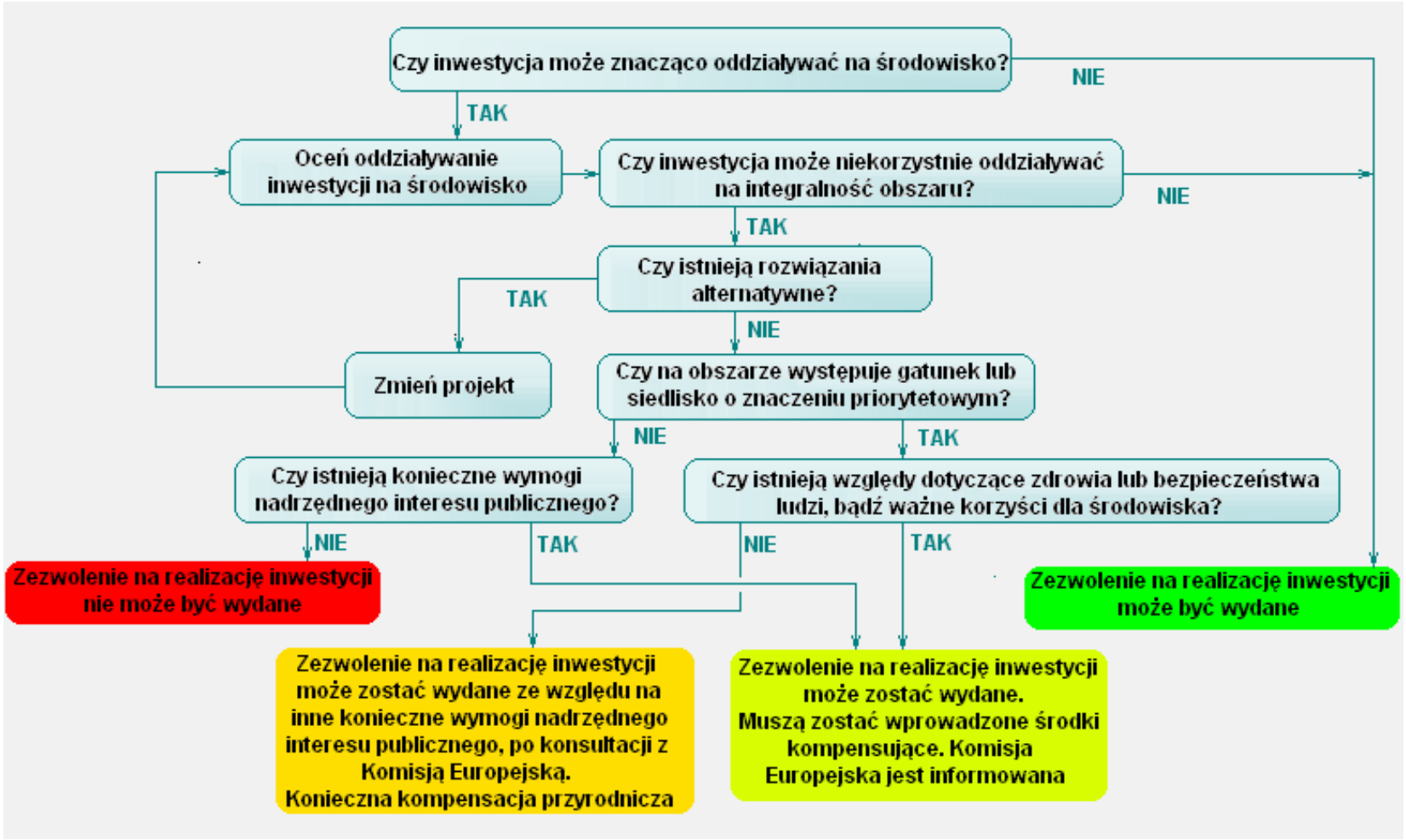
Określenie skali zmian w powierzchni siedlisk przyrodniczych pod wpływem oddziaływania wariantów inwestycji. Oznaczenia: % - ubytek procentowy powierzchni, oddz. – skala oddziaływania (czerwony – znaczące negatywne oddziaływanie).



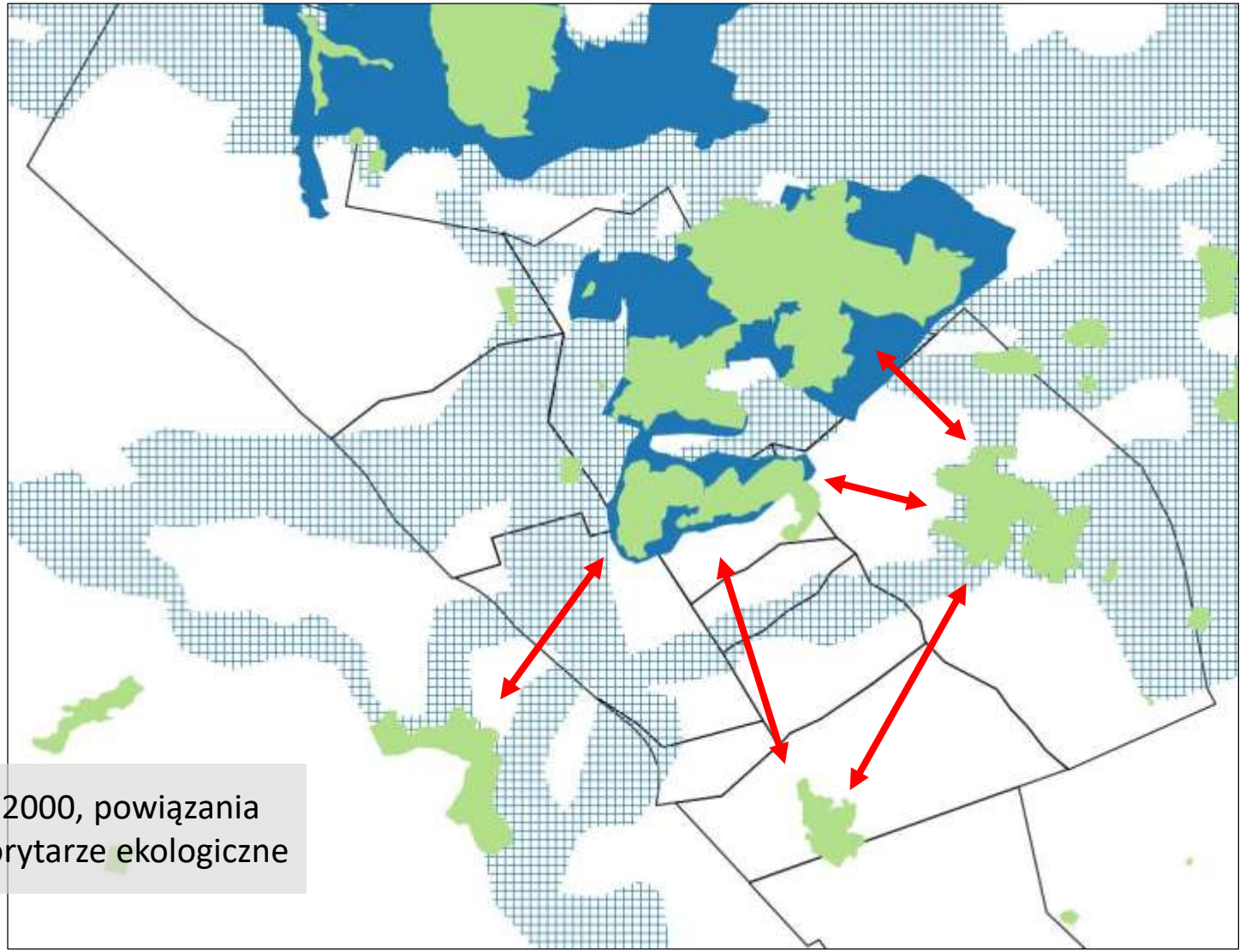
Nowe zbiorniki wodne i zalewiska

8) opis metod prognozowania zastosowanych przez wnioskodawcę oraz opis przewidywanych znaczących oddziaływań planowanego przedsięwzięcia na środowisko, obejmujący bezpośrednie, pośrednie, wtórne, **skumulowane**, krótko-, średnio- i długoterminowe, stałe i chwilowe oddziaływania na środowisko, (…)

9) opis przewidywanych działań mających na celu unikanie, zapobieganie, ograniczanie lub kompensację przyrodniczą negatywnych oddziaływań na środowisko, w szczególności na formy ochrony przyrody, o których mowa w art. 6 ust. 1 ustawy z dnia 16 kwietnia 2004 r. o ochronie przyrody (…)

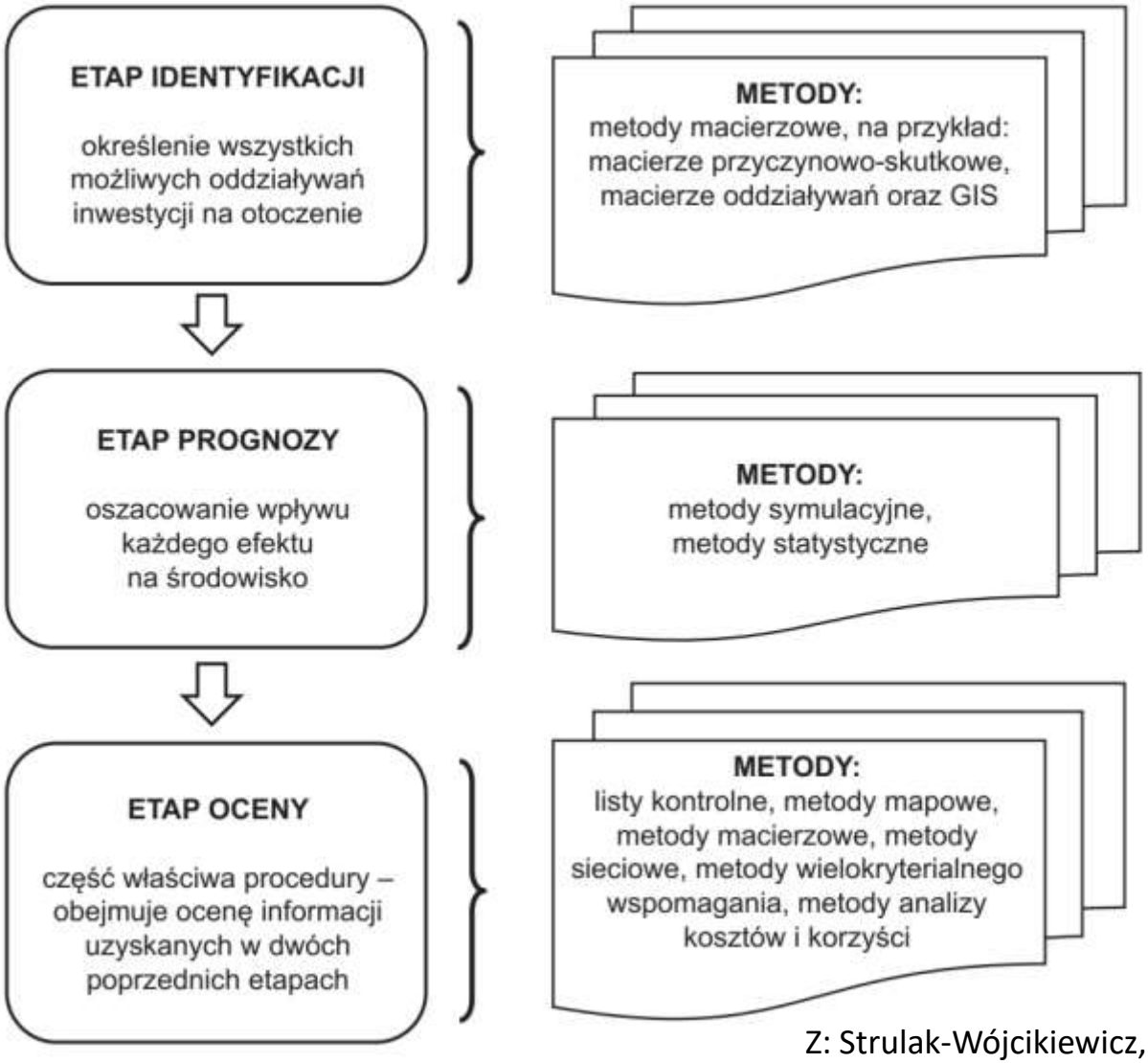


siskom.waw.pl/nauka-srodowisko



Obszary Natura 2000, powiązania między nimi i korytarze ekologiczne

9) opis przewidywanych działań mających na celu unikanie, zapobieganie, ograniczanie lub kompensację przyrodniczą negatywnych oddziaływań na środowisko, w szczególności na formy ochrony przyrody, (…), **w tym na cele i przedmiot ochrony obszaru Natura 2000, oraz ciągłość łączących je korytarzy ekologicznych**, wraz z oceną ich skuteczności odpowiednio na etapach realizacji, eksploatacji i likwidacji przedsięwzięcia;



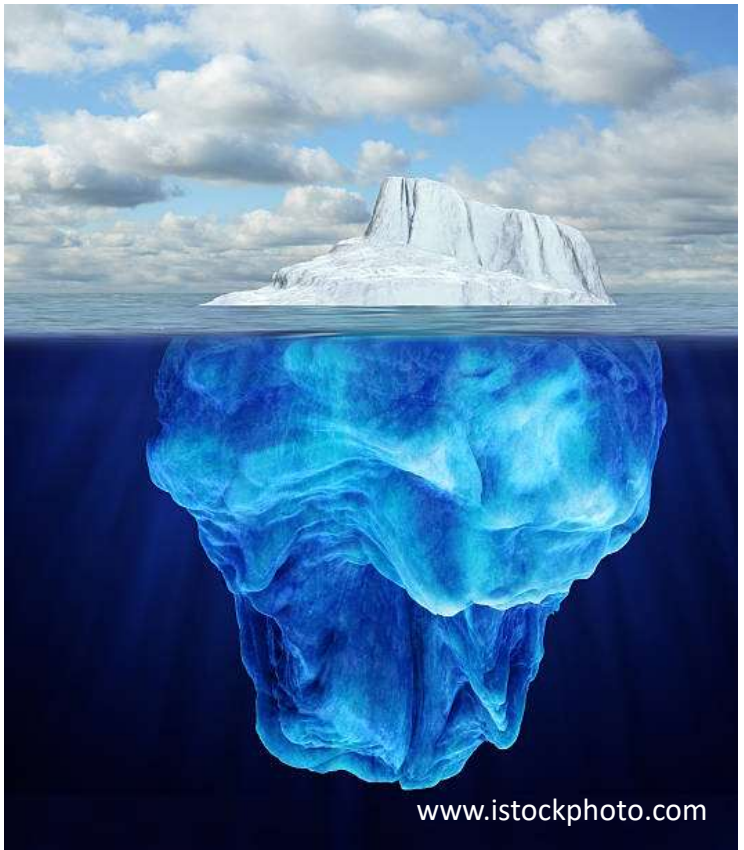
Z: Strulak-Wójcikiewicz, Łatuszyńska 2014

METODA	ZALETY	WADY
Listy kontrolne	• łatwe do zrozumienia i zastosowania • dobre dla wyboru lokalizacji i ustalania priorytetów • prosty ranking i nadawanie wag	• nie rozróżniają oddziaływań pośrednich i bezpośrednich • nie wiążą działania z oddziaływaniem • przypisywanie wag bywa kontrowersyjne
Metody mapowe (nakładki)	• łatwe do zrozumienia • dobre do przedstawiania wyników analizy • dobre do wyboru lokalizacji	• pozwalają na analizę tylko bezpośrednich oddziaływań • nie uwzględniają trwania i prawdopodobieństwa wystąpienia oddziaływania
Metody macierzowe (matryce)	• wiążą działanie z oddziaływaniem • dobre do przedstawiania wyników analizy	• trudno rozróżnić oddziaływania pośrednie i bezpośrednie • znaczna możliwość podwójnego uwzględniania oddziaływań
Metody sieciowe	• wiążą działanie z oddziaływaniem • rozróżniają oddziaływania pośrednie i bezpośrednie	• mogą być bardzo skomplikowane, jeżeli wykorzystuje się je w pełnej, a nie uproszczonej wersji
MAUT	• zastosowanie prawdopodobieństwa do opisu środowiska przyrodniczego • wartości liczbowe opisują poszczególne cechy środowiska przyrodniczego	• wyklucza sytuację nieporównywalności i zakłada przechodniość preferencji
Metody wielokryterialnego wspomagania decyzji	• pozwalają łączyć kryteria kwantyfikowalne z niekwantyfikowalnymi oraz obiektywnie mierzalne z subiektywnymi	• służą przede wszystkim do wspomagania wyboru wariantów decyzyjnych i umożliwiają dokonywanie oceny porównawczej rozważanych wariantów projektowych
Metoda analizy kosztów i korzyści	• obiektywność oceny (wpływ bardziej lub mniej subiektywnie dobranych wag jest wyeliminowany) w stosunku do innych metod	• szacowane efekty przedstawiane są w kategoriach finansowych (mają określoną wartość finansową) • ograniczona do wielkości bezpośrednio związanych z rozważanym działaniem

Z: Strulak-Wójcikiewicz, Łatuszyńska 2014 na podstawie Latkowskiego 2004

Podsumowanie

- Środowisko przyrodnicze ważnym elementem w ocenie oddziaływania w obszarach dotąd nieeksploatowanych
- Inwentaryzacja przyrodnicza koniecznym i trudnym elementem prac
- Trudności oceny:
  - niedostatki wiedzy,
  - brak lub wady modeli,
  - oddziaływania skumulowane,
  - integracja danych,
  - …



Wyprzedzająca zabudowa obudowy indywidualnej ścian wydobywczych na przykładzie KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit

Krzysztof Kuczowicz, Marek Modrzik, Janusz Mąsior, Szymon Cudny
Polska Grupa Górnicza S.A. Oddział KWK Piast-Ziemowit

STRESZCZENIE: W artykule przedstawiono sposób wykonania wyprzedzającej zabudowy przednich wnęk ścianowych, stosowany na Ruchu Ziemowit kopalni Piast-Ziemowit. Rozwiązanie ukazano głównie w kontekście jego wpływu na efektywne wykorzystanie czasu pracy ściany wydobywczej. Przedstawiono warunki w jakich rozwiązanie zostało wprowadzone oraz jego główne wady i zalety.

SŁOWA KLUCZOWE: skrzyżowanie ściana-chodnik, efektywność wydobycia, obudowa indywidualna ściany, KWK Piast-Ziemowit

1. WPROWADZENIE

Na efektywność pracy zmechanizowanych kompleksów ścianowych, przy eksploatacji pokładów węgla z zawałem stropu, ma wpływ wiele czynników natury technicznej, technologicznej, naturalnej i organizacyjnej [3]. Są to m.in..: poziom zagrożeń naturalnych, awaryjność maszyn wchodzących w skład kompleksu, zaburzenia naturalne i zaszłości eksploatacyjne występujące na wybiegu ściany, czy doświadczenie i liczebność brygady ścianowej. Nie bez znaczenia jest też przyjęta technologia wykonywania poszczególnych prac i czynności oraz rozwiązania techniczne zastosowane w celu usprawnienia procesu wydobycia [4]. W obrębie złoża Ruchu Ziemowit KWK Piast-Ziemowit nie występuje katastrofogenne zagrożenie metanowe, a zagrożenie tąpaniami, w I stopniu, występuje jedynie miejscowo. Ponadto budowa złoża pozwala na rozcinanie pól ścianowych o wybiegach przekraczających 2000 m. W takich warunkach istotną rolę w kształtowaniu poziomu wydobycia z pojedynczej ściany odgrywa organizacja pracy oraz rozwiązania techniczne i technologiczne przyjęte do wykonywania poszczególnych etapów cyklu roboczego. W niniejszym artykule zaprezentowano sposób zabudowy przednich wnęk ścianowych na ruchu Ziemowit, w kontekście wpływu tego rozwiązania na dobowe postępy ścian wydobywczych.

2. PROBLEM PRZERW TECHNOLOGICZNYCH W CYKLU PRODUKCYJNYM ŚCIANY

W cyklu technologicznym zmechanizowanych kompleksów ścianowych, przy eksploatacji prowadzonej z zawałem stropu, można wyodrębnić następujące czynności [7]:

- nawrót i zawrębianie kombajnu,
- urabianie ociosu węglowego,
- przekładka przenośnika ścianowego,
- przesuwanie sekcji obudowy zmechanizowanej,
- przekładka przenośnika podścianowego,
- przekładka napędów przenośnika ścianowego.

Wiele z tych czynności może być wykonywana równocześnie z pracą kombajnu. Niektóre jednak, jak np. przekładka napędu przenośnika ścianowego, wymuszają przerwy w pracy kombajnu. Często pomijanym aspektem efektywności wydobycia węgla systemem ścianowym jest stopień wykorzystania dostępnego czasu pracy kompleksu ścianowego, którego miernikiem jest właśnie czas pracy maszyny urabiającej z posuwem. Jednym z powodów postojów kombajnu są niezbędne operacje technologiczne na końcach ściany, na styku z chodnikami przyścianowymi [4]. Oznacza to, że operacje takie jak demontaż łuków ociosowych na przodzie i tyle ściany, czy przebudowa obudowy indywidualnej na wnękach ścian stwarza swego rodzaju rezerwę czasu, którą potencjalnie można wykorzystać poprzez zmianę technologii bądź organizacji pracy w ścianie. Potwierdzają to informacje pozyskane z systemu diagnostyki i monitoringu parametrów produkcji E-koplania firmy FAMUR S.A.. Według danych pozyskanych z systemu, czas oczekiwania kombajnów nim objętych, w pobliżu wyrobisk przyścianowych, był znacznie dłuższy od czasu pracy kombajnów z posuwem [4]. Przykładem działania mającego na celu zmianę takiego stanu rzeczy może być wprowadzenie w wyrobiskach przyścianowych odcinków z samodzielną obudową kotwową, jak zrobiono to na KWK Jankowice [2]. Poprzez wprowadzenie samodzielnej obudowy kotwowej w chodniku nadścianowym, zlikwidowano konieczność demontażu łuków ociosowych dla wykonania przekładki tylnego napędu przenośnika ścianowego. Zwiększono w ten sposób dobowe postępy ściany, w porównaniu z odcinkiem chodnika nadścianowego z obudową podporową oraz zmniejszono liczebność brygad niezbędną do prowadzenia wydobycia. Zabieg przynoszący podobne efekty stosuje się w tureckiej kopalni IMBAT, gdzie przed frontem ściany wykonuje się przebudowę obudowy łukowo-podatnej na stropnice stalowo-członowe podbudowane stojakami typu SHC [4]. Ponieważ proces rabowania indywidualnego stojaka hydraulicznego jest dużo mniej pracochłonny niż demontaż łuku ociosowego, opisany zabieg pozytywnie wpływa na dobowe postępy ścian.

3. UWARUNKOWANIA NATURALNE I TECHNICZNO-ORGANIZACYJNE KWK PIAST-ZIEMOWIT RUCH ZIEMOWIT

Ruch Ziemowit KWK Piast-Ziemowit eksploatuje obecnie pokłady warstw łaziskich: 209 i 206/1 na dwóch poziomach eksploatacyjnych: II (głębokość 500 m) i III (głębokość: 650 m) oraz poniżej poziomu udostepnienia [8]. Zagrożenia naturalne (i inne istotne) występujące w ruchu Ziemowit przedstawiają się następująco (tabela 1):

Tabela 1. Zagrożenia naturalne (i inne istotne) na KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit
Table 1. natural hazards (and other hazards) in Ziemowit part of Piast-Ziemowit colliery

Zagrożenie wodne	Złoże węgla kamiennego w O.G. „Lędziny I" w większości zaliczone jest do I stopnia, fragmentarycznie do II-go stopnia, a w pojedynczym miejscu do III-go stopnia zagrożenia wodnego. Roboty górnicze obecnie prowadzone są w I stopniu zagrożenia wodnego
Zagrożenie pożarowe	V grupa samozapalności węgla
Zagrożenie tąpaniami	I stopień zagrożenia tąpaniami w części pokładu 209
Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego	Klasa A
Zagrożenie działaniem pyłów szkodliwych dla zdrowia	Sporadycznie występują stanowiska o przekroczonych NDS
Zagrożenie metanowe	Nie występuje
Zagrożenie naturalnymi substancjami promieniotwórczymi	Generalnie brak wyrobisk zagrożonych radiacyjnie

Na ruchu pracują 4 oddziały wydobywcze. Całość eksploatowanego urobku odstawiana jest za pomocą taśmociągów, do zbiornika przy szybie wydobywczym na poziomie III. Każdy przodek ścianowy (jeżeli jest to możliwe do osiągnięcia) obłożony jest w trybie ciągłym – brygady ścianowe zmieniają się na miejscu pracy. Rezultatem tego jest prowadzenie na większości ścian 6-ciu zmian roboczych, ze zmianą konserwacyjną od 6:00. Ponadto załoga dowożona jest w rejony ścian koleją podziemną oraz spalinową kolejką podwieszoną, tak aby dystans do pokonania pieszo nie przekraczał kilkuset metrów. Wszystkie zgrzebłowe przenośniki ścianowe wyposażone są w bezwnękowy system najazdowy w rejonie tylnych napędów.Pozwala to na przekładanie tylnych odcinków przenośników ścianowych bez konieczności wypinania łuków ociosowych. Chodniki podścianowe utrzymuje się w jednostronnym otoczeniu zrobów dla kolejnych ścian. a szerokość przednich wnęk ścianowych ogranicza się do niezbędnego minimum (ok. 0,5 m). Wszystkie te rozwiązania techniczne i organizacyjne mają na celu ograniczenie kosztów eksploatacji, zmniejszenie pracochłonności procesów oraz maksymalne zwiększenie efektywności dobowego wydobycia ze ścian.

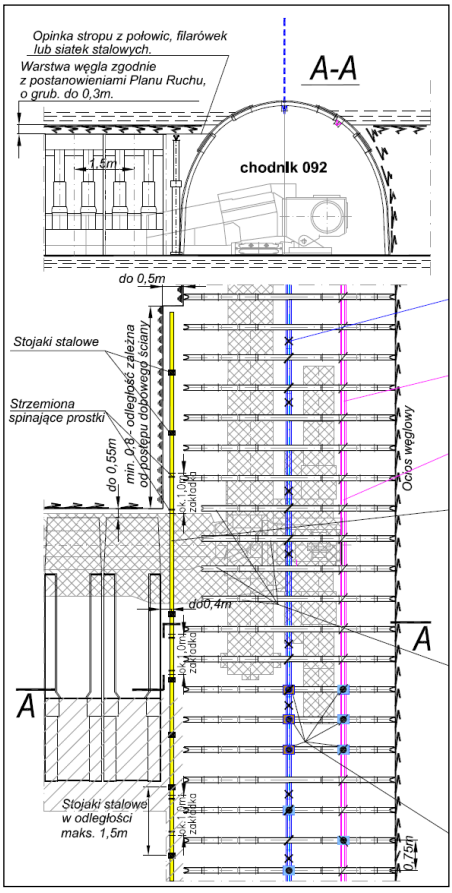
4. OPIS SPOSOBU ZABUDOWY PRZEDNICH WNĘK ŚCIANOWYCH

Wprowadzone w KWK Piast-Ziemowit Ruch Ziemowit rozwiązanie polega na wyprzedzającej zabudowie przestrzeni pomiędzy pierwszą sekcją obudowy zmechanizowanej a obudową chodnika podścianowego. Zabudowa ta ma formę pojedynczego ciągu stropnic stalowych długości 6,0 m, wykonywanych z kształtownika o profilu V25. Kolejne stropnice są ze sobą łączone kompletem strzemion V25 z zakładką długości ok. 1,0 m. Zabudowa realizowana jest w następujący sposób:

- W chodniku podścianowym, przed frontem ściany, w ociosie od strony pola ściany, za pomocą robót strzałowych wykonywane jest poszerzenie szerokości ok. 0,5 m i wysokości dostosowanej do wysokości ściany.
- Do tak powstałego poszerzenia wprowadza się stropnice stalowe V25 o długości 6,0 m.
- Stropnice zabudowuje się za pomocą stojaków typu VALENT.

- Kolejne stropnice 6,0 m łączy się ze sobą za pomocą kompletu strzemion V25 z zakładką ok. 1,0 m.
- Strop oraz ewentualne pustki wykłada się drewnem.

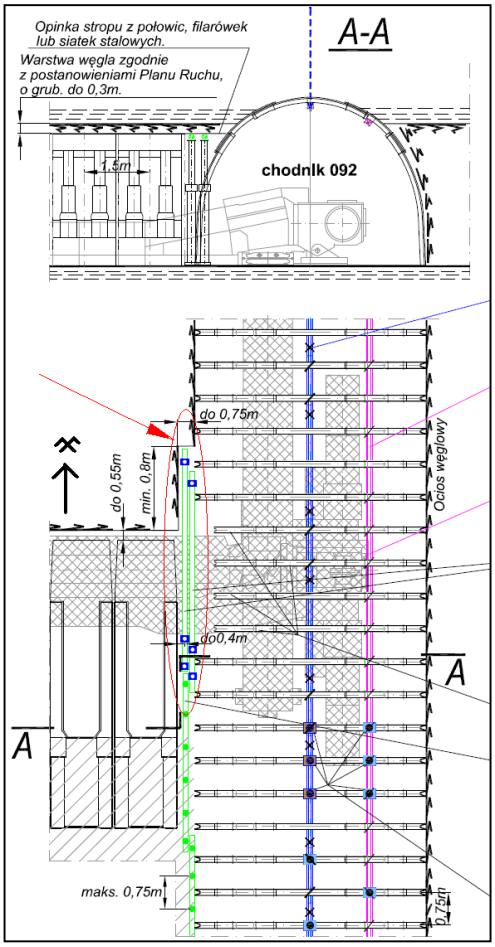
Wraz z postępem frontu ściany, kompleks ścianowy systematycznie „najeżdża" na już zabudowaną przednią wnękę ścianową. Stojaki typu VALENT za frontem ściany są systematycznie zastępowane stojakami typu SV zabudowywanymi co 1,5 m. Stojaki typu VALENT, po demontażu służą do wyprzedzającej zabudowy kolejnych stropnic.Stojaki typu SV pozostają natomiast jako wzmocnienie chodnika za frontem ściany i oddzielają jego obudowę od gruzowiska zawałowego. Przy tak opisanym sposobie zabudowy przedniej wnęki ścianowej, jedyną operacją związaną z jej przebudową wykonywaną na zmianach wydobywczych jest demontaż stojaków typu VALENT i zabudowa stojaków SV z frontem ściany. Wszystkie pozostałe prace wykonywane są na zmianie konserwacyjnej. Wyprzedzającą zabudowę wnęki wykonuje się na takim odcinku, aby zabezpieczyć postęp ściany co najmniej do czasu kolejnej zmiany konserwacyjnej. Opisany sposób zabudowy przedniej wnęki ścianowej przedstawiono na rysunku nr 1.


Opinka stropu z połowic, filarówek lub siatek stalowych.
Warstwa węgla zgodnie z postanowieniami Planu Ruchu, o grub. do 0,3m.
A-A
1,5m
chodnik 092
do 0,5m
Stojaki stalowe
Strzemiona spinające prostki
do 0,55m
min. 0,8 - odległość zależna od postępu dobowego ściany
Oś wyrobiska
Oś wyrobiska
Oś wyrobiska

5. WADY I ZALETY ROZWIĄZANIA

5.1. Zalety

Podstawową zaletą rozwiązania, dla którego zostało ono wprowadzone jest likwidacja postojów technologicznych na zmianach wydobywczych, związanych z przebudową przednich wnęk ścianowych. Przed wprowadzeniem rozwiązania, przednie wnęki ścianowe zabudowywane były przez dwie usztywnione stropnice stalowe typu KO, w układzie kroczącym, długości 7,0 m (rys. 2.).



Rys. 2. Zabudowa przedniej wnęki ścianowej stosowana przed wprowadzeniem rozwiązania [1]
Fig. 2. Former front face-end support

Na każdej zmianie wydobywczej niezbędne było wykonanie przebudowy co najmniej jednej z tych stropnic. Operacja ta trwała średnio 20 minut. Można więc powiedzieć tu o zyskaniu dodatkowego czasu, dostępnego do wykorzystania na każdej zmianie roboczej. Między innymi, dzięki temu rozwiązaniu udaje się od kilku lat osiągać postępy rzędu 12 mb na dobę, ścianami o parametrach: wysokość ok. 3,0 m, długość ok. 165 m. Nie do przecenienia jest też

aspekt bezpieczeństwa pracującej w ścianach załogi. Skrzyżowanie ściana-chodnik jest bowiem najbardziej niebezpiecznym miejscem w rejonie ściany [5]. Przed wprowadzeniem rozwiązania na każdej zmianie roboczej występowała konieczność rabowania stropnic oraz wchodzenia pod częściowo niezabudowany strop właśnie na styku ściany i chodnika podścianowego. Z uwagi na zagrożenie opadem skał ze stropu, prace takie kwalifikuje się jako niebezpieczne [7]. Dzięki wyprzedzającej zabudowie, całość operacji które trzeba wykonać pod niezabudowanym stropem, wykonywana jest tylko na jednej zmianie w ciągu doby. Co więcej, jest to zmiana konserwacyjna, podczas której pracownicy zatrudnieni przy zabudowie wnęki nie wykonują prac pod presją czasu, związaną z koniecznością jak najszybszego wznowienia wydobycia. Okoliczności te sprzyjają zachowywaniu ostrożności i należytemu wykonaniu zabudowy poszerzenia.

5.2. Wady

Podstawową wadą rozwiązania jest koszt materiałów niezbędnych do wyprzedzającej zabudowy wnęki. Ciąg stropnic stalowych podbudowany stojakami stalowymi typu SV pozostaje za frontem ściany jako wzmocnienie utrzymywanego chodnika. Oznacza to, że materiał nie jest odzyskiwany po minięciu frontem eksploatacji zabudowanego odcinka. Koszt zabudowy 10 m poszerzenia wynosi ok. 3000,00 zł, z czego 1000,00 zł to koszt kształtowników i strzemion a 2000,00 zł to koszt zabudowywanych za frontem ściany stojaków stalowych. Można więc łatwo policzyć, że dla ściany o wybiegu 2000,00 m, koszt jej eksploatacji powiększa się o ok. 600 000,00 zł. Oczywiście, warto w tym miejscu zaznaczyć, że poniesione w ten sposób wydatki służą nie tylko zabudowie skrzyżowania ale również utrzymaniu chodnika podścianowego dla kolejnej ściany wydobywczej. Kolejnym aspektem, na który warto zwrócić uwagę jest wpływ rozwiązania na sposób obciążania chodnika utrzymywanego za frontem eksploatacji. Generalnie, podobnie jak przed wprowadzeniem wyprzedzającej zabudowy stropnic, przestrzeń utrzymywana pomiędzy obudową chodnika a obudową zmechanizowaną nie przekracza 0,5 m. Oznacza to ograniczone możliwości co do odsunięcia zawału od utrzymywanego za frontem ściany chodnika lub złamania belki stropowej go obciążającej. Jako wzmocnienia wyrobiska za frontem ściany stosowane są zatem głownie takie, budowane w jego świetle. Sytuacja ta implikuje przesunięcie zawału nad wyrobisko [6].Stojaki stalowe typu SV, budowane w rozstawie co 1,5 m pełnią z pewnością rolę łamaczy belki stropowej, jednak praktyka pokazuje, że na wielu odcinkach wyrobisk utrzymywanych za frontem ściany, nie udaje się tego osiągnąć. Opisany rząd stojaków stalowych pomiędzy obudową chodnika a gruzowiskiem zawałowym, jest zatem swego rodzaju kompromisem pomiędzy żądaną podpornością takiego „pasa wzmocnień" a pracochłonnością jego wykonania, na którą pozwala ograniczona liczebność brygad ścianowych.

6. PODSUMOWANIE

Podczas prowadzenia wydobycia przez zmechanizowany kompleks ścianowy, cykl roboczy zakłócany jest przez awarie, niekorzystne zjawiska związane ze zagrożeniami naturalnymi oraz inne problemy natury geologicznej, technicznej czy organizacyjnej. Niejednokrotnie sam cykl pracy kompleksu zawiera czynności przerywające prace maszyn urabiających, które można by skrócić lub wykonywać w taki sposób aby wyeliminować ich kolizyjność z urabianiem ociosu węglowego. Na Ruchu Ziemowit KWK „Piast-Ziemowit" dąży się do maksymalnego wykorzystania czasu pracy danego w ciągu każdej doby. Poza zabiegami natury organizacyjnej, po-

legającymi np. na zazębianiu się zmian roboczych czy dopracowywaniu logistyki w zakresie transportu załogi, stosuje się rozwiązania techniczne mające na celu skrócenie postojów technologicznych ściany. Opisany sposób wyprzedzającej zabudowy przednich wnęk ścianowych pozwolił wyeliminować z cyklu roboczego zmiany wydobywczej 20-minutowy postój technologiczny. Czas ten, przy sprzyjających warunkach wykorzystywany jest na wydłużenie czasu efektywnej pracy kombajnów ścianowych, czego dowodem są odnotowywane od kilku lat nawet 12 m postępy dobowe frontów ścianowych. Przy postępach tego rzędu, postoje technologiczne związane z demontażem łuków ociosowych, niezbędnym dla przekładki napędu przenośnika ścianowego, wynoszą na każdej zmianie wydobywczej średnio 30-45 minut. Być może efektywne wykorzystanie tej „rezerwy" czasu, to jedynie kwestia wprowadzenia kolejnego, bardziej efektywnego rozwiązania?

LITERATURA

[1] Cofała A. et. al 2014: Projekt techniczny wraz z technologią eksploatacji pokładu 209 ścianą 101, poziom III, Kompania Węglowa S.A., oddział KWK „Ziemowit", Lędziny.
[2] Ficek J., Zasadni W. 2005: Doświadczenia kopalni "Jankowice" w prowadzeniu ścian z wyrobiskami w obudowie kotwiowej. Wiadomości Górnicze nr 1, str. 19-28.
[3] Korski J. 2016: Czas jako zasób a efektywność wydobycia. Przegląd Górniczy nr 8, str. 46-49
[4] Korski J. 2017: Obudowa skrzyżowania ściana-chodnik a możliwość zwiększenia efektywności procesu wydobycia węgla. Maszyny Górnicze nr 4, str. 3–14.
[5] Piechota S., Poborska-Młynarska K., Stopyra M. 2009: Systemy podziemnej eksploatacji złóż węgla kamiennego, rud i soli. Wydawnictwo AGH, Kraków.
[6] Rak Z. 2017: Dobre praktyki w utrzymywaniu wyrobiska w jednostronnym otoczeniu zrobami zawałowymi. Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk. nr. 101. str. 117-132.
[7] Turek M. 2010: Podstawy podziemnej eksploatacji pokładów węgla kamiennego. Główny Instytut Górnictwa, Katowice.
[8] 2016: Plan Ruchu na okres od 01.01.2017 do 31.08.2020, Polska Grupa Górnicza oddział KWK Piast-Ziemowit

ABSTRACT: The article presents the method of supporting the front face-end of a longwall, applied in Ziemowit part of Piast-Ziemowit Colliery. The solution was shown as a way to more efficient usage of a longwall face work time. The environmental and technical conditions in which the method was applied, were characterised. The paper also highlights the main advantages and disadvantages of the solution.

KEY WORDS: face-end, exploitation efficiency, individual longwall face support, KWK Piast-Ziemowit

Nowoczesny układ załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I w JSW S.A. KWK „Budryk”

Marian Kurpas, Jarosław Rutkowski, Marek Król
JSW S.A. KWK „Budryk”

STRESZCZENIE: W referacie przedstawiono opracowaną i przyjętą do realizacji dla nowo projektowanego poziomu załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I w JSW S.A. KWK „Budryk” koncepcję, w której odstąpiono od wyposażania stacji załadowczej w zbiorniki odmiarowe. W rozwiązaniu wykorzystano przenośnik taśmowy z zabudowaną wagą elektroniczną odważającą porcję urobku wprowadzaną do skipów poprzez krótką zsuwnię załadowczą. Pozwoliło to wyeliminować kosztowne w utrzymaniu zbiorniki odmiarowe oraz wielkogabarytową kieszeń skipową, która usytuowana w bezpośrednim sąsiedztwie szybu wywołuje bardzo niekorzystne, wzajemne ich oddziaływanie na siebie oraz problemy związane z ich utrzymaniem.

SŁOWA KLUCZOWE: załadunek, skip, zasuwa bezpieczeństwa, klapa łupinowa, dozownik zgrzebłowy, przenośnik taśmowy, zsuwnia załadowcza

1. WSTĘP

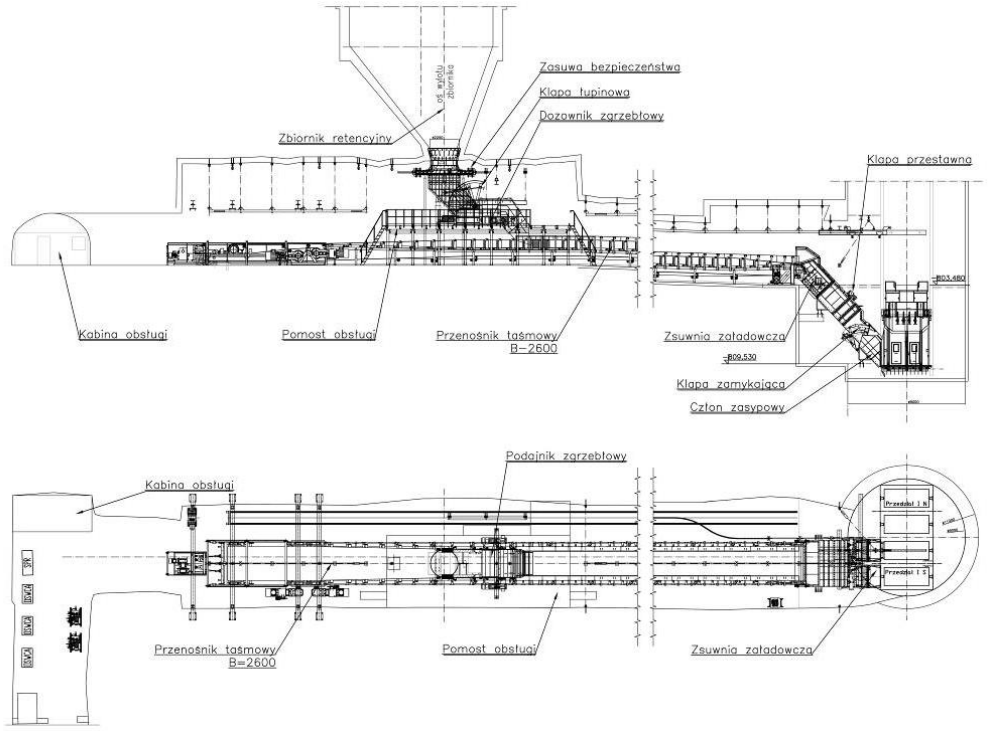
Podstawowym elementem klasycznych rozwiązań urządzenia załadowczego skipowego na poziomach z taśmową odstawą główną urobku, z pól eksploatacyjnych do szybu wydobywczego, jest zbiornik retencyjny, z którego urobek odbierany jest pośrednio lub bezpośrednio i przekazywany do stalowych zbiorników odmiarowych, umieszczonych w wielkogabarytowym, stromo nachylonym wyrobisku górniczym, przenikającym rurę szybową, tzw. kieszeni skipowej.

W przypadkach bezpośredniego przekazywania urobku ze zbiornika retencyjnego do zbiorników odmiarowych lub w starszych rozwiązaniach z pośrednim, krótkim przenośnikiem taśmowym odbierającym urobek ze zbiornika i przekazującym go do zbiorników odmiarowych, odmierzanie porcji urobku odbywa się poprzez ważenie go wraz z całą konstrukcją zbiornika.

W nowszych rozwiązaniach porcja urobku wprowadzana do zbiorników odmiarowych odważana jest wagą elektroniczną zabudowaną w przenośniku taśmowym.

W przyjętej do realizacji koncepcji PPUBG „Format” z 2005 r. opracowanej dla nowo projektowanego poziomu załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I JSW S.A. KWK „Budryk”, odstąpiono od wyposażania stacji załadowczej w zbiorniki odmiarowe. Autorzy tej kon-

cepcji wyszli z założenia, że długi stosunkowo czas wymiany skipów na stacji załadowczej, wynoszący ponad 2 min., pozwala przygotować porcję urobku, równą ciężarowi użytecznemu skipu, na odpowiednio dobranym przenośniku szerokotaśmowym i tym samym zrezygnować z tradycyjnych zbiorników odmiarowych. Kierowano się tutaj głównie chęcią wyeliminowania kosztownych w utrzymaniu zbiorników odmiarowych oraz wielkogabarytowej kieszeni skipowej, która usytuowana w bezpośrednim sąsiedztwie szybu wywołuje bardzo niekorzystne, z punktu widzenia mechaniki górotworu, wzajemne ich oddziaływanie na siebie i co za tym idzie duże trudności w ich utrzymaniu na tej głębokości.



Rys. 1. Plan rozmieszczenia urządzeń

2. OPIS PODSTAWOWYCH ELEMENTÓW UKŁADU ZAŁADUNKU SKIPÓW

2.1. Zasuwy bezpieczeństwa w gardzieli wylotu zbiornika retencyjnego

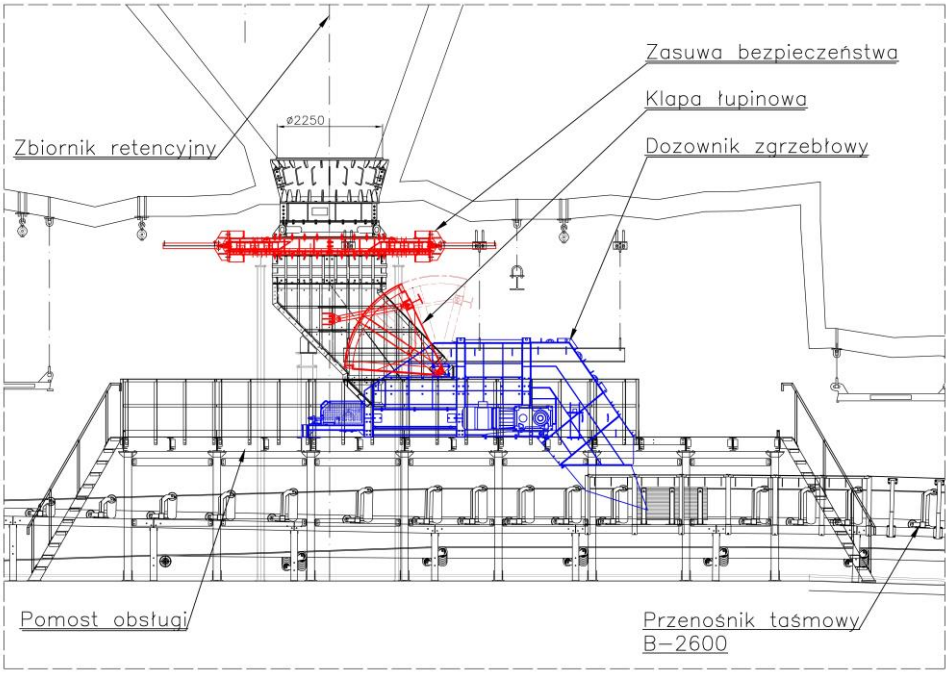
Dolna część zbiornika retencyjnego posiada u podstawy stalowy kołnierz, do którego przykręcona jest rama prowadnicza zasuw bezpieczeństwa tj. wymaganego zamknięcia awaryjnego wylotu. Konstrukcja tych zasuw przystosowana jest do przeniesienia ciśnienia hydrostatycznego upłynnionego urobku wypełniającego zbiornik, powiększonego współczynnikiem obciążeń dynamicznych. W blachach pokrywających zasuwy przewidziano po 4 króćce z rur stalowych służące do odprowadzania wody odsączającej się z urobku wypełniającego zbiornik, zwłaszcza podczas dłuższych postojów, w celu niedopuszczenia do zbyt dużego stopnia jego upłynnienia.

Zasuwy napędzane są dwoma parami siłowników hydraulicznych fi100/56x950, przy czym jedna z par stanowi rezerwę.

2.2. Klapa łupinowa

Głównym elementem regulacji natężenia strugi urobku wydawanego ze zbiornika jest łupinowa klapa odcinająca (operacyjna) osadzona czopami ułożyskowanymi w bocznych ścianach segmentu zsuwni wylotowej. Część roboczą klapy stanowi blacha wykonana ze stali trudnościeralnej, wygięta łukowo promieniem 2,0 m, osadzona na konstrukcji nośnej z ceowników oraz przepon z blachy gr. 12 mm. Napęd klapy łupinowej realizowany jest dwoma siłownikami hydraulicznymi fi100/56x1100.

2.3. Dozownik zgrzebłowy

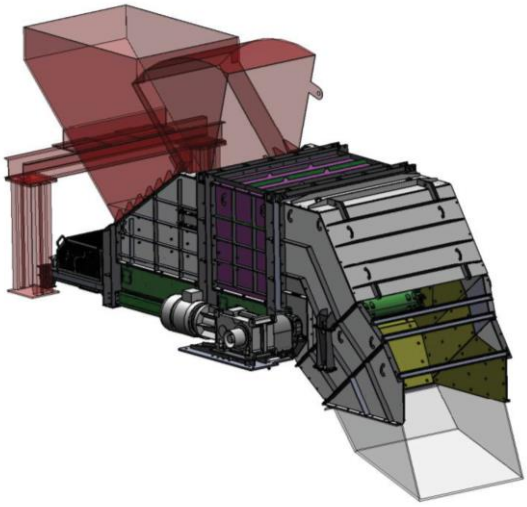


Rys. 2. Szczegóły zabudowy urządzeń załadowczych

Tabela 1. Podstawowe dane techniczne dozownika zgrzebłowego NOWOMAG

Wyszczególnienie	Jedn.	Wielkość
Długość dozownika	mm	4096
Szerokość wewnętrzna burt	mm	2000
Moc zainstalowana	kW	37
Zasilanie-rozruch		Falownik
Prędkość liniowa	m/s	0,5
Wydajność	t/h	2 500
Wielkość łańcucha zgrzebłowego		18x64 kl.C

Wydawanie urobku ze zbiornika retencyjnego i podawanie go na szerokotaśmowy przenośnik zasypowy rozwiązano z zastosowaniem podawarki w postaci krótkiego dozownika zgrzebłowego. Dla spełnienia wymagań stawianych urządzeniu załadowczemu skipów, zastosowano nietypowy, krótki dozownik o szerokości 2000 mm i wydajności 2500t/h, z dwoma napędami (w tym jeden rezerwowy) umieszczonymi z przodu.



Rys. 3. Wygląd dozownika zgrzebłowego

2.4. Przenośnik taśmowy B 2600

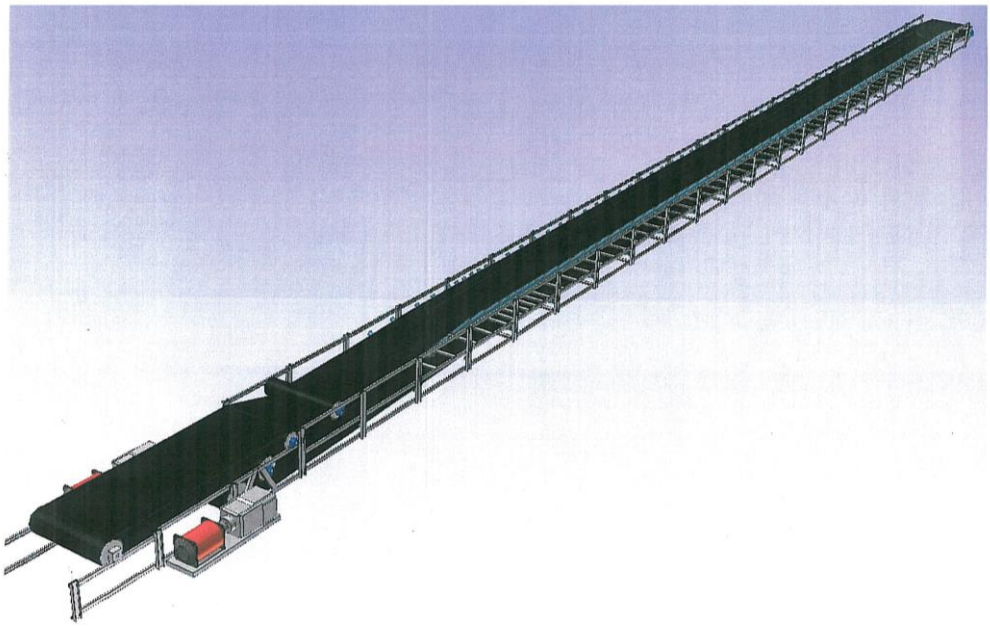
Szerokotaśmowy przenośnik załadowczy jest bardzo istotnym i odpowiedzialnym ogniwem urządzeń załadowczych. Istota funkcjonowania projektowanego urządzenia załadowczego skipów polega na ułożeniu na taśmie przenośnika zasypowego, szerokotaśmowego B 2600 35-tonowej porcji urobku w czasie jej wolnego biegu, zatrzymaniu urządzeń odbierająco – dozujących i po ustawieniu się skipu na stacji załadowczej, zrzuceniu tej porcji urobku poprzez jeden z wylotów rozdzielczej zsuwni załadowczej zabudowanej w komorze załadowczej do skipu. Cały ten proces zarządzany jest zintegrowanym systemem sterowania. Istotnym elementem tego systemu jest waga elektroniczna którą zabudowano w przenośnik taśmowy w odległości 2 ÷ 3 m od punktu zrzutu na taśmę urobku z gwiazdy napędowej dozownika zgrzebłowego.

Tabela 2. Podstawowe dane techniczne przenośnika taśmowego Pioma B2600

Wyszczególnienie	Jedn.	Wielkość
Szerokość taśmy	mm	2600
Długość transportowa	m	55
Moc zainstalowana	kW	2x160
Zasilanie-rozruch		Falownik
Prędkość taśmy	m/s	0 – 4
Wydajność	t/h	10 000
Typ taśmy przenośnikowej		2600 EP 1000 3 7+5

Tabela 3. Podstawowe dane wagi

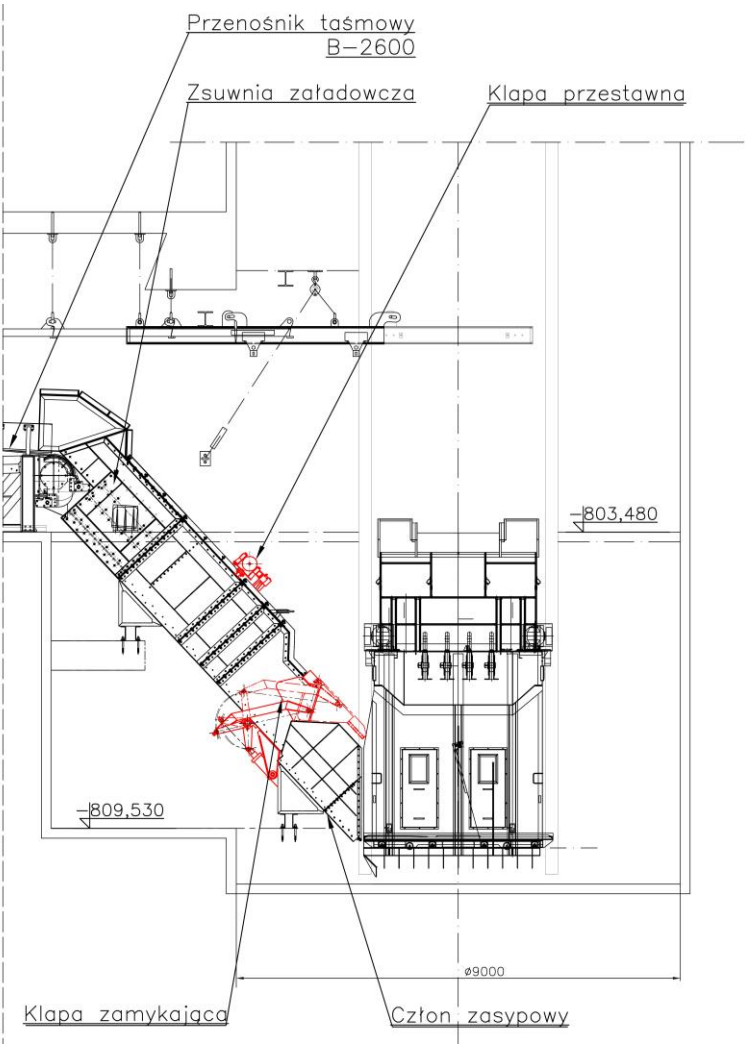
Typ	ROL-1
Napięcie zasilania	230VAC, 127VAC, 42VAC
Maksymalny pobór prądu	<1 A
Dokładność technologiczna	±2%
Masa	60 kg
Cecha dopuszczenia	I M2 (M1) Ex ib [ia] [ib]I KDB 08 ATEX 163
Stopień ochrony obudowy	IP54
Producent	Carboautomatyka



Rys. 4. Wygląd przenośnika taśmowego

2.5. Zsuwnia załadowcza

Zsuwnia załadowcza zabudowana jest pod kątem 47º do poziomu. Jej zadaniem jest kierowanie, zrzucanego z przenośnika zasypowego B2600, urobku do ustawionego na stacji załadowczej skipu, poprzez odpowiedni jej wylot zamykany klapą wyposażoną w napęd pneumatyczny. Zabudowana w zsuwni klapa przestawna umożliwia skierowanie urobku do właściwej zsuwni zasypowej. Klapa napędzana jest siłownikiem hydraulicznym fi100/56x1100. Siłowniki napędu klap zamykających wyloty do skipów zasilane są powietrzem sprężonym doprowadzonym z sieci kopalnianej poprzez zespół przygotowania powietrza Sterowanie ich pracą realizowane będzie na drodze elektrycznej z zastosowaniem rozdzielaczy elektromagnetycznych.



Rys. 5. Szczegóły zabudowy urządzeń zsuwni załadowczej

3. OGÓLNY ZARYS TECHNOLOGII PRACY URZĄDZENIA ZAŁADOWCZEGO SKIPÓW

Odbierany przez dozownik zgrzebłowy urobek ze zbiornika retencyjnego podawany jest na przenośnik B2600. Zabudowana w nim waga elektroniczna waży przesuwający się nad nią urobek, określając jednocześnie natężenie podawanej strugi. System sterowania reaguje na informacje przekazywane z wagi i powoduje przyspieszenie lub zwolnienie prędkości dozownika.

Po odważeniu porcji 35 tonowej zatrzymany zostaje dozownik zgrzebłowy. W przypadku wydawania ze zbiornika retencyjnego urobku o znacznym stopniu upłynnienia tzn. wtedy, gdy

zatrzymanie przenośnika zgrzebłowego nie dławi „wypływu" urobku i przeciskany jest on po nim na przenośnik taśmowy dodatkowo zamykana jest klapa łupinowa. W czasie odważania, przenośnik taśmowy porusza się z prędkością około 0,6 m/s.

Po ustawieniu się skipu na stacji załadowczej, przenośnik przyśpiesza bieg taśmy do 4 m/s. Zrzucany z niego urobek kierowany jest do podstawionego skipu, poprzez właściwie ustawioną klapę przestawną (rozdzielczą) i otwartą klapę zamykającą dany wylot do skipu. Po zrzuceniu urobku do skipu zamyka się klapa wylotu i przestawia się klapa rozdzielcza z jednoczesnym spowolnieniem ruchu taśmy przenośnika do minimum.

Ponowne uruchomienie dozownika następuje w momencie otrzymania informacji o zbliżającym się naczyniu skipowym. Poruszający się przez cały czas przenośnik taśmowy rozpoczyna w tym momencie gromadzenie urobku na taśmie w taki sposób, aby w chwili gdy sterownik otrzyma informację o ustawieniu skipu w rejonie załadunku, na taśmie znajdowała się już odmierzona porcja urobku (35 Mg), po czym znów następuje przyśpieszenie taśmy i wysyp urobku do skipu.

W przypadku urobku suchego lub w niewielkim stopniu zawodnionego klapę operacyjną (łupinową) należy ustawić w położeniu zapewniającym wystarczającą wydajność wydawania urobku ze zbiornika. Regulację natężenia strugi przekazywanej na przenośnik taśmowy osiąga się wówczas prędkością biegu przenośnika zgrzebłowego sterowaną falownikiem. Zatrzymanie wypuszczania urobku ze zbiornika następuje poprzez zadławienie po zatrzymaniu przenośnika zgrzebłowego.

Dodatkowo oprócz wagi taśmowej zabudowanej tuż przed punktem nadawy na taśmę, zabudowano drugą wagę na końcu przenośnika taśmowego, bezpośrednio przed wysięgnikiem. Waga ta pełni funkcję kontrolną, a w przypadku urobku w znacznym stopniu uwodnionego, odmierza porcję urobku wprowadzaną do skipu w systemie ręcznego sterowania procesem załadunku.

4. PODSUMOWANIE

Układ załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I w JSW S.A. KWK „Budryk" jest nowoczesnym i pierwszym w Polsce zastosowanym na taką skalę.

W chwili obecnej jest on montowany w JSW S.A. KWK „Budryk" i planuje się jego uruchomienie w kwietniu br. Zastosowany układ powinien zapewnić załadunek 35 t urobku na taśmę w czasie mniejszym niż 90 s i jego zrzucenie do skipu w czasie ok. 15 s.

LITERATURA

[1] Projekt techniczny układu zasilania oraz sterowania dla urządzeń załadowczych skipów w przedziale południowym szybu I na poz. 1050 numer 001/2017/1 Carboautomatyka 2017 r.

[2] Dokumentacja techniczna urządzeń załadowczych skipów w przedziale południowym szybu I na poziomie 1090m KWK „Budryk" Konsorcjum PMG Sp. z o.o., PPUBG „Format" S.C., BSiPG S.A. wrzesień 2009 r.

Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2018

Nowoczesny układ załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I w JSW S.A. KWK „Budryk”

Autor: **Marek Król**





Nowoczesny układ załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I w JSW S.A. KWK „Budryk”

WSTĘP

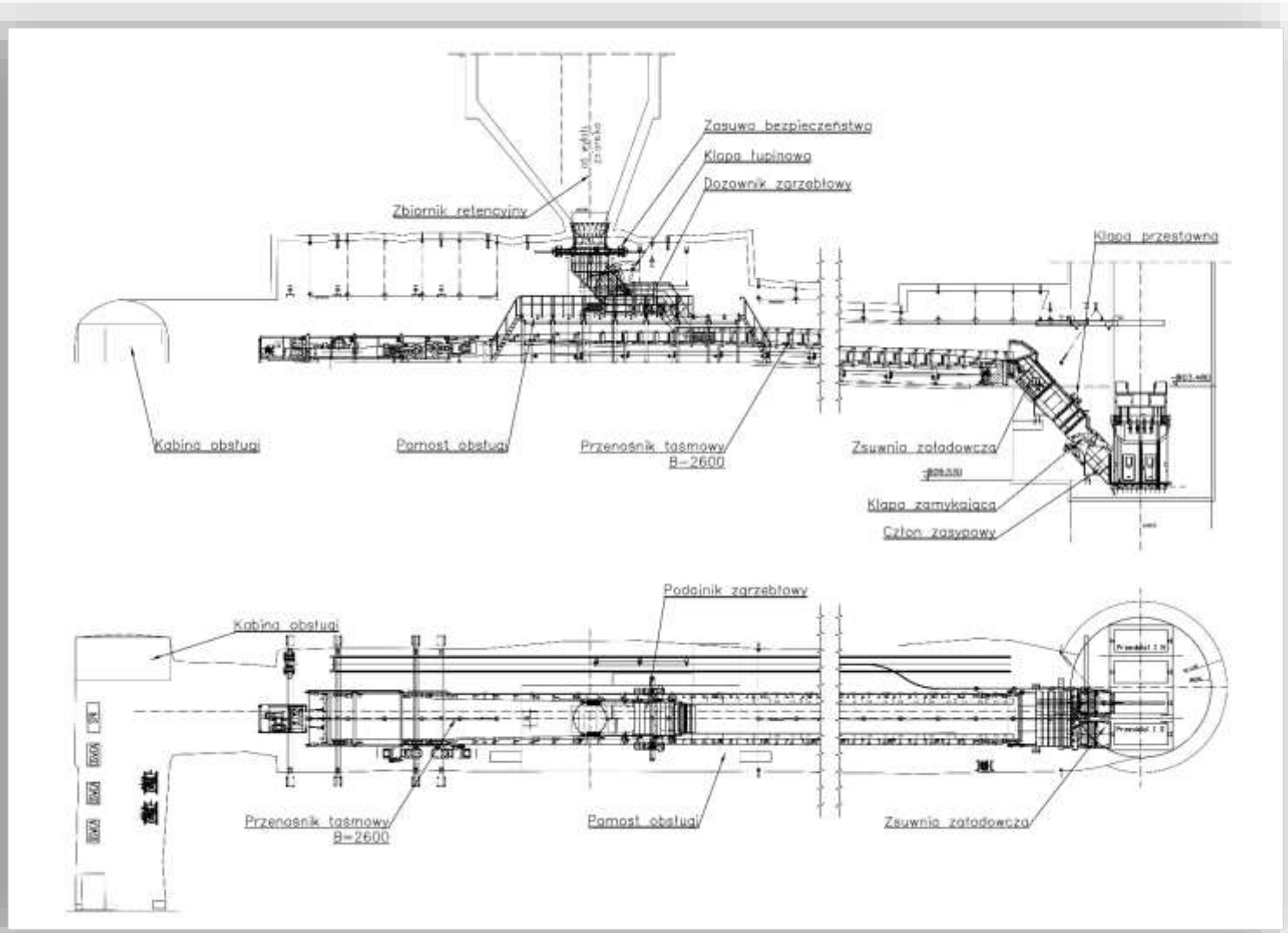
Podstawowym elementem klasycznych rozwiązań urządzenia załadowczego skipowego na poziomach z taśmową odstawą główną urobku, z pól eksploatacyjnych do szybu wydobywczego, jest zbiornik retencyjny, z którego urobek odbierany jest pośrednio lub bezpośrednio i przekazywany do stalowych zbiorników odmiarowych, umieszczonych w wielkogabarytowym, stromo nachylonym wyrobisku górniczym, przenikającym rurę szybową, tzw. kieszeni skipowej.

W przypadkach bezpośredniego przekazywania urobku ze zbiornika retencyjnego do zbiorników odmiarowych lub w starszych rozwiązaniach z pośrednim, krótkim przenośnikiem taśmowym odbierającym urobek ze zbiornika i przekazującym go do zbiorników od-miarowych, odmierzanie porcji urobku odbywa się poprzez ważenie go wraz z całą konstrukcją zbiornika.

W nowszych rozwiązaniach porcja urobku wprowadzana do zbiorników odmiarowych odważana jest wagą elektroniczną zabudowaną w przenośniku taśmowym.

W przyjętej do realizacji koncepcji PPUBG „Format” z 2005 r. opracowanej dla nowo projektowanego poziomu załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I JSW S.A. KWK „Budryk”, odstąpiono od wyposażania stacji załadowczej w zbiorniki odmiarowe. Autorzy tej koncepcji wyszli z założenia, że długi stosunkowo czas wymiany skipów na stacji załadowczej, wynoszący ponad 2 min., pozwala przygotować porcję urobku, równą ciężarowi użytecznemu skipu, na odpowiednio dobranym przenośniku szerokotaśmowym i tym samym zrezygnować z tradycyjnych zbiorników odmiarowych. Kierowano się tutaj głównie chęcią wyeliminowania kosztownych w utrzymaniu zbiorników odmiarowych oraz wielkogabarytowej kieszeni skipowej, która usytuowana w bezpośrednim sąsiedztwie szybu wywołuje bardzo niekorzystne, z punktu widzenia mechaniki górotworu, wzajemne ich oddziaływanie na siebie i co za tym idzie duże trudności w ich utrzymaniu na tej głębokości.

Nowoczesny układ załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I w JSW S.A. KWK „Budryk”



Rys. 1. Plan rozmieszczenia urządzeń

Nowoczesny układ załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I w JSW S.A. KWK „Budryk”

PODSTAWOWE ELEMENTY UKŁADU ZAŁADUNKU SKIPU

- **Zasuwy bezpieczeństwa w gardzieli wylotu zbiornika retencyjnego**

Dolna część zbiornika retencyjnego posiada u podstawy stalowy kołnierz, do którego przykręcona jest rama prowadnicza zasuw bezpieczeństwa tj. wymaganego zamknięcia awaryjnego wylotu. Konstrukcja tych zasuw przystosowana jest do przeniesienia ciśnienia hydro-statycznego upłynnionego urobku wypełniającego zbiornik, powiększonego współczynnikiem obciążeń dynamicznych. W blachach pokrywających zasuwy przewidziano po 4 króćce z rur stalowych służące do odprowadzania wody odsączającej się z urobku wypełniającego zbiornik, zwłaszcza podczas dłuższych postojów, w celu niedopuszczenia do zbyt dużego stopnia jego upłynnienia. Zasuwy napędzane są dwoma parami siłowników hydraulicznych fi100/56x950, przy czym jedna z par stanowi rezerwę.

Nowoczesny układ załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I w JSW S.A. KWK „Budryk”

PODSTAWOWE ELEMENTY UKŁADU ZAŁADUNKU SKIPU

- **Klapa łupinowa**

Głównym elementem regulacji natężenia strugi urobku wydawanego ze zbiornika jest łupinowa klapa odcinająca (operacyjna) osadzona czopami ułożyskowanymi w bocznych ścianach segmentu zsuwni wylotowej. Część roboczą klapy stanowi blacha wykonana ze stali trudnościeralnej, wygięta łukowo promieniem 2,0 m, osadzona na konstrukcji nośnej z ceowników oraz przepon z blachy gr. 12 mm. Napęd klapy łupinowej realizowany jest dwoma parami siłowników hydraulicznych fi100/56x1100, z których jedna para stanowi rezerwę.

Nowoczesny układ załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I w JSW S.A. KWK „Budryk”

PODSTAWOWE ELEMENTY UKŁADU ZAŁADUNKU SKIPU

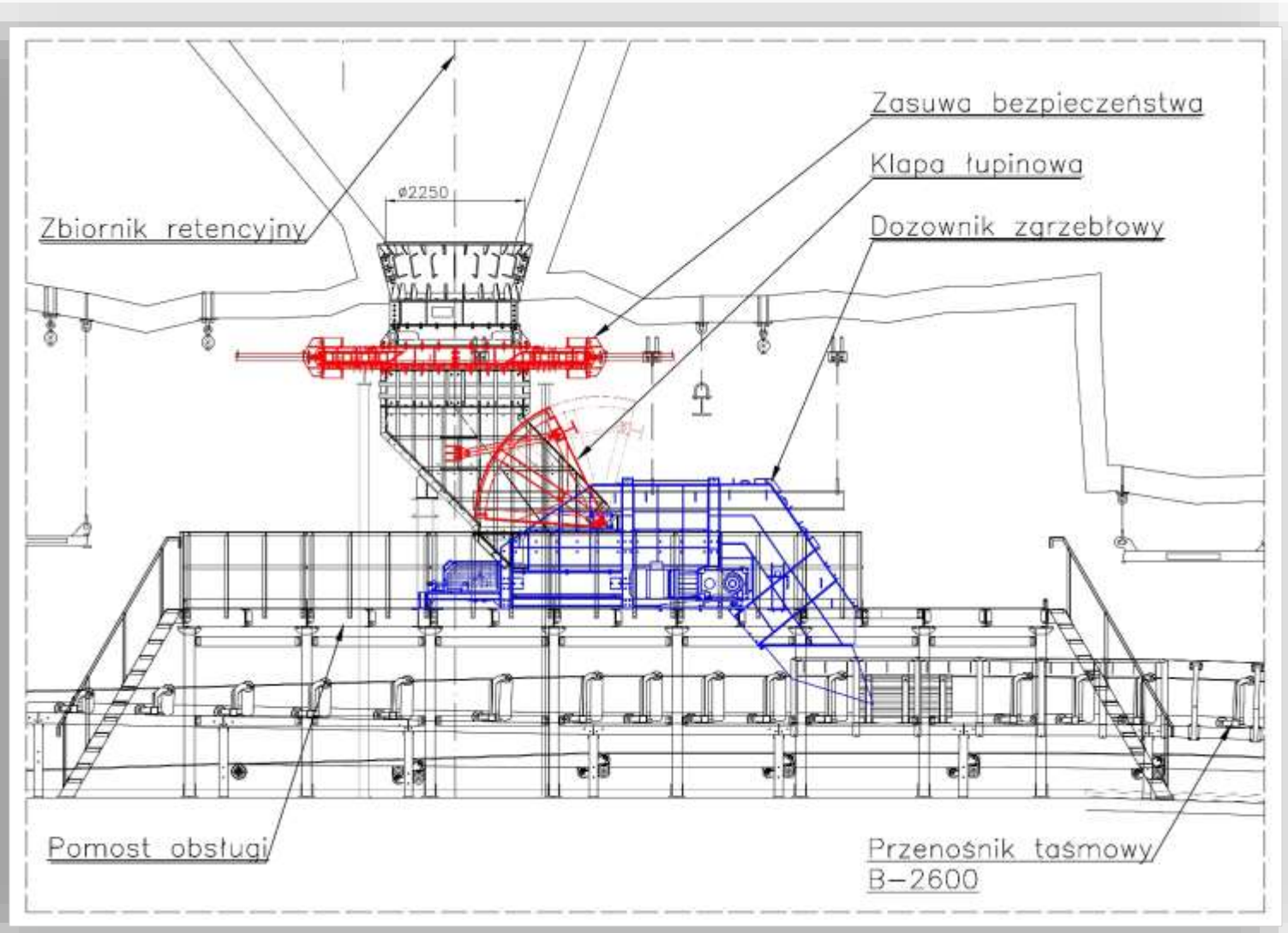
- **Dozownik zgrzebłowy**

Wydawanie urobku ze zbiornika retencyjnego i podawanie go na szerokotaśmowy przenośnik zasypowy rozwiązano z zastosowaniem podawarki w postaci krótkiego dozownika zgrzebłowego. Dla spełnienia wymagań stawianych urządzeniu załadowczemu skipów, zastosowano nietypowy, krótki dozownik o szerokości 2000 mm i wydajności 2500t/h, z dwoma napędami (w tym jeden rezerwowy) umieszczonymi z przodu.

Tab. 1. Podstawowe dane techniczne dozownika zgrzebłowego NOWOMAG

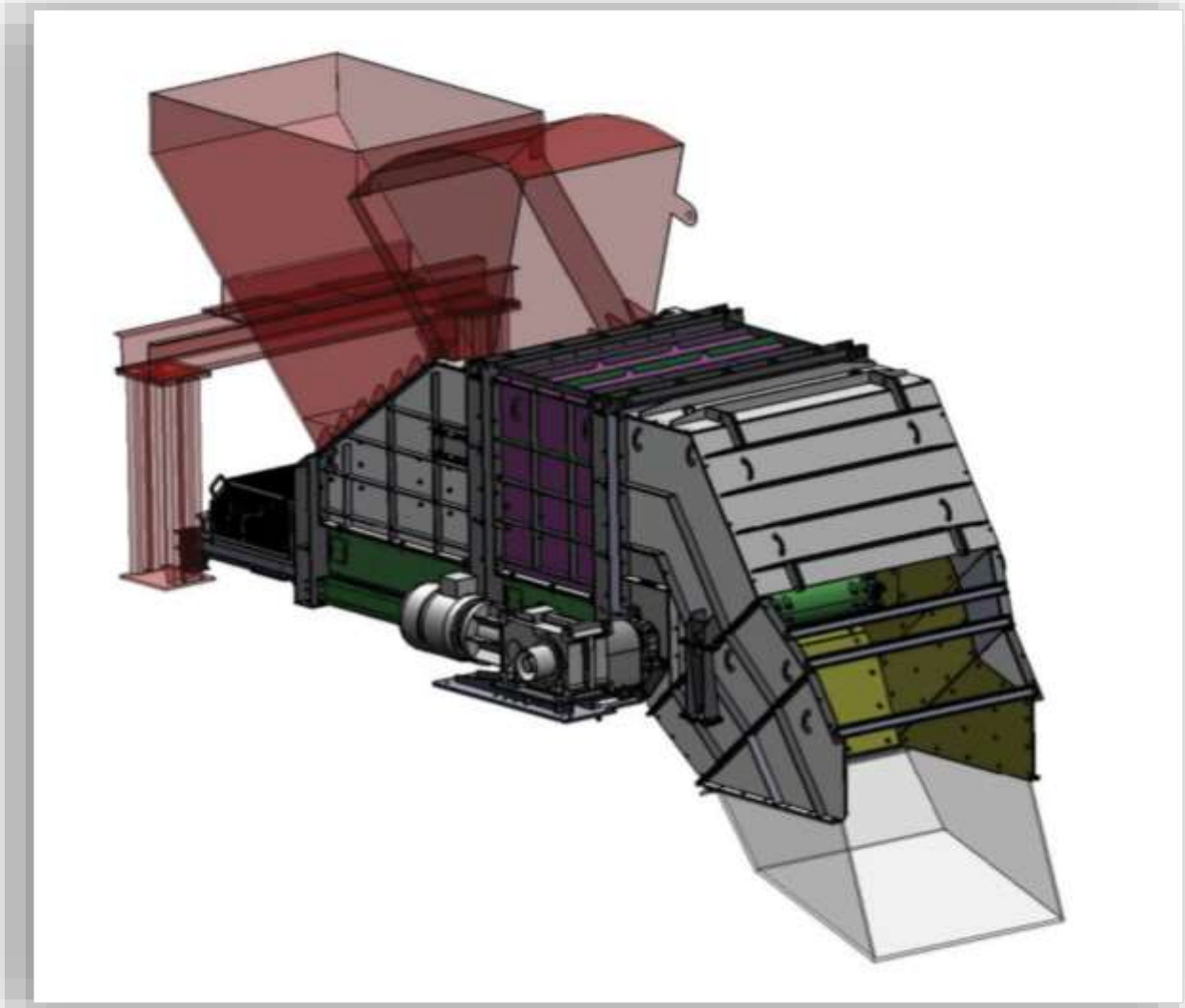
Wyszczególnienie	Jedn.	Wielkość
Długość dozownika	mm	4096
Szerokość wewnętrzna burt	mm	2000
Moc zainstalowana	kW	37
Zasilanie-rozruch		Falownik
Prędkość liniowa	m/s	0,5
Wydajność	t/h	2 500
Wielkość łańcucha zgrzebłowego		18x64 kl.C

Nowoczesny układ załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I w JSW S.A. KWK „Budryk”



Rys. 2.
Szczegóły zabudowy urządzeń załadowczych

Nowoczesny układ załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I w JSW S.A. KWK „Budryk”



Rys. 3. Wygląd dozownika zgrzebłowego

Nowoczesny układ załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I w JSW S.A. KWK „Budryk”

PODSTAWOWE ELEMENTY UKŁADU ZAŁADUNKU SKIPU

- **Przenośnik taśmowy B 2600**

Szerokotaśmowy przenośnik załadowczy jest bardzo istotnym i odpowiedzialnym ogniwem urządzeń załadowczych. Istota funkcjonowania projektowanego urządzenia załadowczego skipów polega na ułożeniu na taśmie przenośnika zasypowego, szerokotaśmowego B 2600 35-tonowej porcji urobku w czasie jej wolnego biegu, zatrzymaniu urządzeń odbierająco – dozujących i po ustawieniu się skipu na stacji załadowczej, zrzuceniu tej porcji urobku po-przez jeden z wylotów rozdzielczej zsuwni załadowczej zabudowanej w komorze załadowczej do skipu. Cały ten proces zarządzany jest zintegrowanym systemem sterowania. Istotnym elementem tego systemu jest waga elektroniczna którą zabudowano w przenośnik taśmowy w odległości 2 ÷ 3 m od punktu zrzutu na taśmę urobku z gwiazdy napędowej dozownika zgrzebłowego.



Rys. 4. Wygląd przenośnika taśmowego

Nowoczesny układ załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I w JSW S.A. KWK „Budryk”

PODSTAWOWE ELEMENTY UKŁADU ZAŁADUNKU SKIPU

Tab. 2. Podstawowe dane techniczne przenośnika taśmowego Pioma B2600

Wyszczególnienie	Jedn.	Wielkość
Szerokość taśmy	mm	2600
Długość transportowa	m	55
Moc zainstalowana	kW	2x160
Zasilanie-rozruch		Falownik
Prędkość taśmy	m/s	0 – 4
Wydajność	t/h	10 000
Typ taśmy przenośnikowej		2600 EP 1000 3 7+5

Tab. 3. Podstawowe dane wagi

Typ	**ROL-1**
Napięcie zasilania	230VAC, 127VAC, 42VAC
Maksymalny pobór prądu	<1 A
Dokładność technologiczna	±2%
Masa	60 kg
Cecha dopuszczenia	I M2 (M1) Ex ib [ia] [ib]I KDB 08 ATEX 163
Stopień ochrony obudowy	IP54
Producent	Carboautomatyka

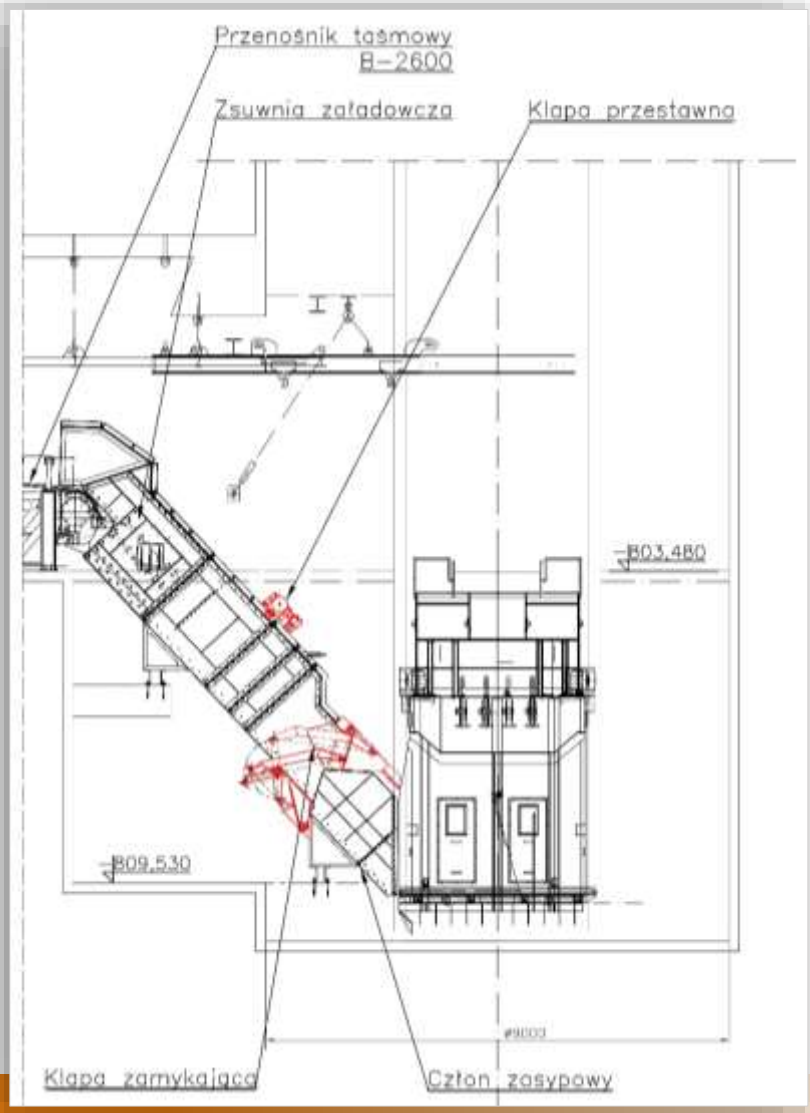
Nowoczesny układ załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I w JSW S.A. KWK „Budryk”

PODSTAWOWE ELEMENTY UKŁADU ZAŁADUNKU SKIPU

- **Zsuwnia załadowcza**

Zsuwnia załadowcza zabudowana jest pod kątem 47st. do poziomu. Jej zadaniem jest kierowanie, zrzucanego z przenośnika zasypowego B2600, urobku do ustawionego na stacji załadowczej skipu, poprzez odpowiedni jej wylot zamykany klapą wyposażoną w napęd pneumatyczny. Zabudowana w zsuwni klapa przestawna umożliwia skierowanie urobku do właściwej zsuwni zasypowej. Klapa napędzana jest siłownikiem hydraulicznym fi100/56x1100. Siłowniki napędu klap zamykających wyloty do skipów zasilane są powietrzem sprężonym doprowadzonym z sieci kopalnianej poprzez zespół przygotowania powietrza Sterowanie ich pracą realizowane będzie na drodze elektrycznej z zastosowaniem rozdzielaczy elektromagnetycznych

Nowoczesny układ załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I w JSW S.A. KWK „Budryk”



Rys. 5. Szczegóły zabudowy urządzeń zsuwni załadowczej

Nowoczesny układ załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I w JSW S.A. KWK „Budryk”

OGÓLNY ZARYS TECHNOLOGII PRACY URZĄDZENIA ZAŁADOWCZEGO SKIPÓW

Odbierany przez dozownik zgrzebłowy urobek ze zbiornika retencyjnego podawany jest na przenośnik B2600. Zabudowana w nim waga elektroniczna waży przesuwający się nad nią urobek, określając jednocześnie natężenie podawanej strugi. System sterowania reaguje na informacje przekazywane z wagi i powoduje przyspieszenie lub zwolnienie prędkości dozownika.

Po odważeniu porcji 35 tonowej zatrzymany zostaje dozownik zgrzebłowy. W przypadku wydawania ze zbiornika retencyjnego urobku o znacznym stopniu upłynnienia tzn. wtedy, gdy zatrzymanie przenośnika zgrzebłowego nie dławi „wypływu” urobku i przeciskany jest on po nim na przenośnik taśmowy dodatkowo zamykana jest klapa łupinowa. W czasie odważania, przenośnik taśmowy porusza się z prędkością około 0,6 m/s.

Po ustawieniu się skipu na stacji załadowczej, przenośnik przyśpiesza bieg taśmy do 4 m/s. Zrzucany z niego urobek kierowany jest do podstawionego skipu, poprzez właściwie ustawioną klapę przestawną (rozdzielczą) i otwartą klapę zamykającą dany wylot do skipu. Po zrzuceniu urobku do skipu zamyka się klapa wylotu i przestawia się klapa rozdzielcza z jednoczesnym spowolnieniem ruchu taśmy przenośnika do minimum.

Nowoczesny układ załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I w JSW S.A. KWK „Budryk”

OGÓLNY ZARYS TECHNOLOGII PRACY URZĄDZENIA ZAŁADOWCZEGO SKIPÓW

Ponowne uruchomienie dozownika następuje w momencie otrzymania informacji o zbliżającym się naczyniu skipowym. Poruszający się przez cały czas przenośnik taśmowy rozpoczyna w tym momencie gromadzenie urobku na taśmie w taki sposób, aby w chwili gdy sterownik otrzyma informację o ustawieniu skipu w rejonie załadunku, na taśmie znajdowała się już odmierzona porcja urobku (35 Mg), po czym znów następuje przyśpieszenie taśmy i wysyp urobku do skipu.

W przypadku urobku suchego lub w niewielkim stopniu zawodnionego klapę operacyjną (łupinową) należy ustawić w położeniu zapewniającym wystarczającą wydajność wydawania urobku ze zbiornika. Regulację natężenia strugi przekazywanej na przenośnik taśmowy osiąga się wówczas prędkością biegu przenośnika zgrzebłowego sterowaną falownikiem. Zatrzymanie wypuszczania urobku ze zbiornika następuje poprzez zadławienie po zatrzymaniu przenośnika zgrzebłowego.

Dodatkowo oprócz wagi taśmowej zabudowanej tuż przed punktem nadawy na taśmę, zabudowano drugą wagę na końcu przenośnika taśmowego, bezpośrednio przed wysięgnikiem. Waga ta pełni funkcję kontrolną, a w przypadku urobku w znacznym stopniu uwodnionego, odmierza porcję urobku wprowadzaną do skipu w systemie ręcznego sterowania procesem załadunku.

Nowoczesny układ załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I w JSW S.A. KWK „Budryk”

PODSUMOWANIE

Omówiony układ załadunku skipów na poz. 1090 przy szybie I w JSW S.A. KWK „Budryk” jest nowoczesnym i pierwszym w Polsce zastosowanym na taką skalę.

W chwili obecnej jest on montowany w JSW S.A. KWK „Budryk” i planuje się jego uruchomienie w kwietniu br.

Zastosowany układ powinien zapewnić załadunek 35t urobku na taśmę w czasie mniejszym niż 90s i jego zrzucenie do skipu w czasie ok. 15s.

Dziękuję za uwagę



Mgr inż. Marek Król
Główny Mechanik
Wydział Urządzeń Szybowych, Wyciągowych i Ruchu Powierzchni
Z-ca Kierownika Działu Energomechanicznego
JSW S.A. KWK „Budryk”

JSW SA KWK "Budryk"

43-178 Ornontowice
ul. Zamkowa 10

Tel.: +48 32 235 5111
Fax: +48 32 235 5117

e-mail: budryk@jsw.pl

JSW SA
KWK Budryk

Marian Kurpas
Dyrektor
Jarosław Rutkowski
Dyrektor Techniczny

Systemowe zagospodarowanie metanu KWK Budryk – budowa układu kogeneracyjnego – elementem programu oszczędnościowego JSW S.A.

Marian Kurpas, Jarosław Rutkowski, Andrzej Tabaka, Piotr Marek
JSW S.A. KWK Budryk

STRESZCZENIE: Niniejszy referat przedstawia rozwiązania efektywnego wykorzystania metanu na terenie JSW S.A. KWK Budryk jako źródło energii własnej.

SŁOWA KLUCZOWE: Metan, układ kogeneracyjny, stacja odmetanowania

Prowadzenie eksploatacji węgla kamiennego z pokładów zagrożonych wybuchem metanu wymaga na Zakładach Górniczych podejmowanie działań i środków technicznych, których celem jest niedopuszczenie do powstawania przekroczeń dopuszczalnych stężeń metanu w powietrzu kopalnianym. W przypadku, gdy prowadzone odpowiednie systemy przewietrzania oraz inne techniki wentylacyjne nie mogą uporać się z zagrożeniem metanowym stosuje się odmetanowanie pokładów węgla. W oparciu o wyniki długoterminowej prognozy metanowości bezwzględnej opracowanej dla kopalni Budryk, uzyskano niezbędną wiedzę pozwalającą określić, przy założonym poziomie wielkości wydobycia poziom sumarycznej metanowości bezwzględnej, który może wynieść ponad 300 m^3/min. W celu zapewnienia bezpieczeństwa prowadzenia eksploatacji górniczej na planowanym poziomie wystąpiła konieczność budowy drugiej Stacji Odmetanowania. Z uwagi na fakt przeniesienia się głównego frontu eksploatacji górniczej w rejon szybu VI w Chudowie zdecydowano o lokalizacji Stacji Odmetanowania w tym rejonie. Podyktowanie takiego rozwiązania zostało również warunkowane migracją zapotrzebowania na energię elektryczną w rejon Chudowa. Jednocześnie lokalizacja ta zapewniała najbardziej efektywne wykorzystanie metanu. W miejscu tym występuje zapotrzebowanie na energię cieplną wykorzystywaną do celów ogrzewania powietrza wdechowego szybu VI. W przyszłości pojawi się zapotrzebowanie na energię cieplną wykorzystywaną do produkcji chłodu w Centralnej Stacji Klimatycznej.

W celu realizacji tego przedsięwzięcia kopalnia uzyskała odstępstwo od przepisów Decyzją Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego na zabudowę rurociągu metanowego w szybie VI wdechowym. Odstępstwo określa warunki i rozwiązania techniczne, między innymi zastosowanie zasuw odcinających na rurociągu odmetanowania, które umożliwią w razie niebezpieczeństwa automatyczne przełączenie i skierowanie ujmowanego metanu z rurociągu w szybie

VI, na rurociąg zabudowany w szybie II i dostarczenie metanu na Stacje Odmetanowania znajdującą się na terenie Zakładu Głównego. Rozwiązanie takie pozwala, również kierować w zależności od potrzeb ujmowany metan do Stacji Odmetanowania na szybie II lub VI oraz w razie awarii jednej ze stacji pozwala zachować bezpieczną stabilność procesu odmetanowania. W ramach projektu wybudowano w szybie VI do poziomu 1050 m rurociąg Ø 400 mm. Następnie wybudowano Stację Odmetanowania łącznie z rurociągiem metanowym do szybu VI oraz zabudowano system zasuw automatycznych wraz z układem sterowania. Stację Odmetanowania na terenie szybu VI w Chudowie oddano do ruchu 21 maja 2015 roku. Stacja ta wyposażona jest w cztery dmuchawy (jedna dmuchawa jest dmuchawą rezerwową) typu RBS-125/V-TMS-ATEX2, których wydajność wynosi 40 m^3/min każda. Maksymalna sumaryczna wydajność Stacji odmetanowania na trenie Zakładu Głównego oraz na terenie szybu VI wynosi 360 m^3/min.

Prognoza ujęcia metanu przez Stacje Odmetanowana wynosi:

- dla instalacji na terenie szybu VI: 140 – 220 m^3/min mieszaniny gazowej, 70 – 110 m^3/min (100% CH_4),
- dla instalacji na terenie Zakładu Głównego: 130 – 164 m^3/min mieszaniny gazowej, 65 – 82 m^3/min (100% CH_4).

Tabela 1. Ilość ujętej mieszanki gazowej, metanu w 2017 roku
Table 1. The amount of captured gas mixture, and pure methane in 2017

miesiąc	Ujęcie	
	mieszanka m^3	metan m^3
1	10 393 400	6 231 400
2	9 226 600	5 524 100
3	10 328 500	6 155 400
4	9 517 900	5 351 100
5	10 079 500	5 827 700
6	9 881 100	5 732 700
7	9 827 300	5 400 400
8	8 821 800	4 926 600
9	8 032 500	4 276 500
10	9 293 000	5 131 000
11	9 436 500	5 015 200
12	9 731 100	5 180 700
Suma	114 569 200	64 752 800

Zastosowanie systemu odmetanowania powoduje, iż pozyskany w ten sposób gaz staje się cennym paliwem, które należy wykorzystać gospodarczo zwiększając efektywność ekonomiczną zakładu górniczego. Dlatego też zaraz po uruchomieniu instalacji odmetanowania na terenie szybu VI dokonano modernizacji obiektu kotłowni znajdującej się w bezpośrednim sąsiedztwie stacji odmetanowania. Kotłownia ta wyposażona jest w kotły olejowe firmy WIESSMANN typu:

- Kocioł K1 i K2: Turbomat-Duplex – o mocy 4,1 MW,
- Kocioł K3: Paromat-Duplex TR – o mocy 225 kW.



Zdjęcie 1. Obiekt Stacji Odmetanowani JSW S.A KWK Budryk
Foto 1. Methane Drainage Station JSW coal mine Budryk

Obiekt ten wytwarza energię cieplną niezbędną do ochrony termicznej szybu VI w okresach gdy temperatura zewnętrzna otoczenia spada poniżej 1°C, jak również dostarcza ciepło na potrzeby ogrzewania budynków i przygotowania wody kąpielowej w obiekcie łaźni. W celu wykorzystania paliwa gazowego przeprowadzono modernizację kotła K2 i wyposażono go w palnik dwupaliwowy firmy RIELLO typ RLS 800/EV TC C 11FS2.



Zdjęcie 2. Kocioł K2 ze zmodernizowanym palnikiem RIELLO gazowo-olejowym
Foto 2. K2 Boiler with a modernized RIELLO gas and oil burner

Dzięki takiemu rozwiązaniu kocioł K2 może pracować zużywając gaz pochodzący ze stacji odmetanowania oraz w razie konieczności może przejść na pracę wykorzystując olej opałowy. Z uwagi na ekonomikę pracy w oparciu o zasilanie gazem z odmetanowania 96% wyprodukowanej w 2016 roku energii cieplnej przez obiekt kotłowni zostało wytworzonej przy pomocy paliwa gazowego. W praktyce paliwo olejowe wykorzystywane jest w stanach awaryjnych lub w przypadku wystąpienia bardzo niskich temperatur otoczenia. Zmodernizowana instalacja w obiekcie kotłowni została oddana do ruch w dniu 16 grudnia 2015 i od chwili uruchomienia wytworzyła ponad 30 000 GJ energii cieplnej wykorzystując gaz pochodzący z odmetanowania kopalni.

W dniu 31.08.2016 roku na terenie szybu VI kopalni Budryk oddano do ruchu układ kogeneracyjny o mocy 2×4 MWe. Inwestycja ta jest jednym z elementów programu oszczędnościowego JSW S.A.. Układ kogeneracyjny zasilany jest gazem z odmetanowania kopalni pozyskiwanym przez Stację Odmetanowania uruchomioną w maju 2015 roku.



Zdjęcie 3. Budowa układu kogeneracyjnego szyb VI Chudów – fundamenty
Foto 3. Construcion of a cogeneration system on mine shaft VI Chudów – foundations

Układ kogeneracyjny posiada budowę kontenerową. Rozwiązanie takie charakteryzuje się niższym kosztem inwestycji oraz potrzebuje mniej terenu pod budowę obiektu w porównaniu do rozwiązań klasycznych, a także umożliwia przeniesienie układu kogeneracyjnego w celu jego efektywniejszego wykorzystania w innym miejscu.



Zdjęcie 4. Układ kogeneracyjny 2×4 MW_e JSW S.A. KWK Budryk
Foto 4. Cogeneration system 2×4 MW_e JSW coal mine Budryk



Zdjęcie 5. Układ kogeneracyjny 2×4 MW_e JSW S.A. KWK Budryk
Foto 5. Cogeneration system 2×4 MW_e JSW coal mine Budryk



Zdjęcie 6. Układ kogeneracyjny 2×4 MW_e JSW S.A. KWK Budryk
Foto 6. Cogeneration system 2×4 MW_e JSW coal mine Budryk

Pracujący układ kogeneracyjny 2×4 MWe wyposażony jest w silniki gazowe firmy GE Jenbacher typu JMS 624, które współpracują z generatorami firmy Leroy Somer typu LSA 56 VL80. Moce każdej jednostki wynoszą: 4 035 kW moc elektryczna oraz 3 746 kW moc cieplna. Średnia produkcja miesięczna energii elektrycznej wynosi około 5 000 MWh. Cała produkcja energii elektrycznej zużywana jest przez kopalnię Budryk i pokrywa w chwili obecnej około 30% zapotrzebowana na energię elektryczną.

Tabela.2 Dane techniczne układu kogeneracyjnego
Table.2 Technical data of the cogeneration system

Producent/ manufacturer		GE Jenbacher
Typ / Engine type		JMS 624
Moc elektryczna / Electrical output	kW	4 035
Moc cieplna / Mechanical output	kW	3 746
Sprawność elektryczna / Electrical efficiency	%	43,7
Sprawność cieplna / Thermal efficiency	%	40,5
Sprawność całkowita / Total efficiency	%	84,2
Liczba cylindrów / No. of cylinders		24
Układ cylindrów / Configuration		V 60º
Cykl pracy / Working principle		4 suwowy
Prędkość obrotowa / Nominal speed	obr/min	1 500
Typ generatora / Type of generator		LSA 56 VL 80
Napięcie / Voltage	kV	6,3



Zdjęcie 7. Silnik gazowy GE Jenbacher JMS 624 JSW S.A. KWK Budryk
Foto 7. GE Jenbacher JMS 624 gas engine JSW coal mine Budryk



Zdjęcie 8. Silnik gazowy GE Jenbacher JMS 624 JSW S.A. KWK Budryk
Foto 8. GE Jenbacher JMS 624 gas engine JSW coal mine Budryk

Energia cieplna produkowana przez układ kogeneracyjny zostanie wykorzystana w przyszłości do procesów grzewczych oraz produkcji chłodu w Centralnej Stacji Klimatyzacji nie-

zbędnej do likwidacji i ograniczenia występującego w wyrobiskach dołowych kopalni zagrożenia klimatycznego. W latach 2018-2019 planuje się rozbudowę Centralnej Stacji Klimatycznej do mocy 13 MW, umożliwiającą wykorzystanie ciepła odpadowego.

Posiadanie własnego źródła energii elektrycznej daje znaczące efekty ekonomiczne które wynikają z :

- uniknięcia kosztów zakupu energii,
- uniknięcia akcyzy od produkowanej energii,
- uniknięcie zakupu i umarzania certyfikatów pochodzenia energii,
- brak kosztów przesyłu,
- możliwość wykorzystania ciepła odpadowego zarówno do procesów grzewczych oraz chłodniczych.

Całkowita produkcja energii elektrycznej wyprodukowanej przez układ kogeneracyjny od chwili uruchomienia wynosi ponad 90 000 MWh i stale rośnie przyczyniając się do uzyskiwanych przez kopalnię efektów ekonomicznych. Prognozy dotyczące ilości pozyskiwanego metanu przez dwie Stacje Odmetanowania umożliwią w przyszłości powstanie kolejnych własnych układów kogeneracyjnych. Łączna ich moc ma osiągnąć docelowo 28 MW zgodnie z przyjętą w JSW S.A. strategią. Energia wyprodukowana w tych układach wykorzystana będzie na terenie KWK Budryk i innych Zakładów Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. – będzie miała bezpośredni wpływ na obniżenie kosztów wydobycia.

SYSTEMIC METHANE MANAGEMENT KWK BUDRYK – CONSTRUCTION OF A COGENERATION SYSTEM – PART OF A SAVINGS PROGRAM OF JSW GROUP

ABSTRACT: This report shows effective use of methane in JSW coal mine Budryk as a source of own energy.

KEY WORDS: Methane, Cogeneration System, Methane Drainage Station

JSW SA
KWK Budryk



Systemowe zagospodarowanie metanu KWK Budryk - budowa układu kogeneracyjnego – elementem programu oszczędnościowego JSW S.A.

JSW SA
Wydobywamy to, co najlepsze

WIG20

JSW SA
KWK Budryk



mgr inż. Marian Kurpas - Dyrektor
mgr inż. Jarosław Rutkowski – Dyrektor Techniczny
mgr Andrzej Tabaka – Główny Energetyk
inż. Piotr Marek – Nadsztygar Energetyczny

Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. KWK Budryk



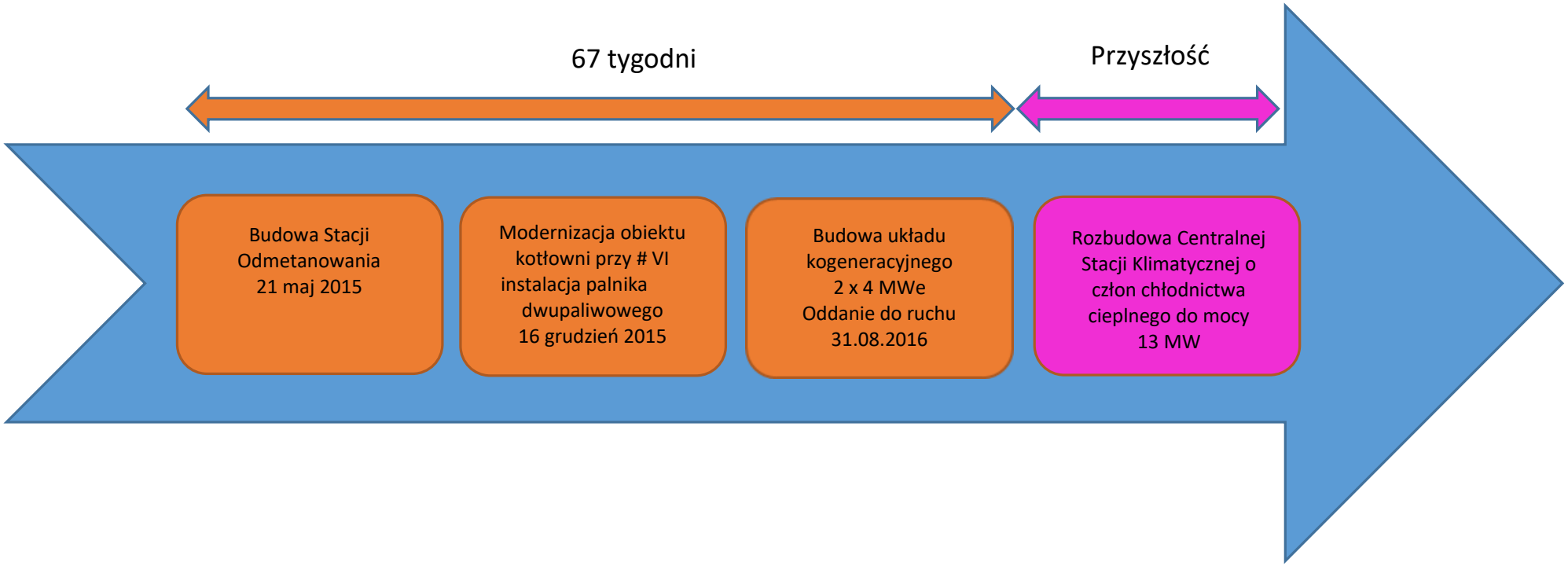
Obszar górniczy:
- Ornontowice I: 35,97 km^2
- Ornontowice II: 4,63km^2

Zasoby operatywne: 223,5 mln ton

Typ produkowanego węgla:
- węgiel gazowo-koksowy typu 34,2

Wydobycie dobowe netto: ok 11 600 t/d

Przebieg działań zmierzających do efektywnego wykorzystania metanu z odmetanowania kopalni



Stacja Odmetanowania JSW S.A. KWK Budryk szyb VI

Stacja wyposażona jest w 4 dmuchawy typu RBS-125/V-TMS-ATEX2
Wydajności dmuchawy - 40 m^3/min
Całkowita wydajność do 120 m^3/min

W 2017 roku stacja ujęła 31 mln m^3 metanu
- 12,8 m mln m^3 przetworzono na energię elektryczną,
- 0,5 mln m^3 przetworzono na energię cieplną

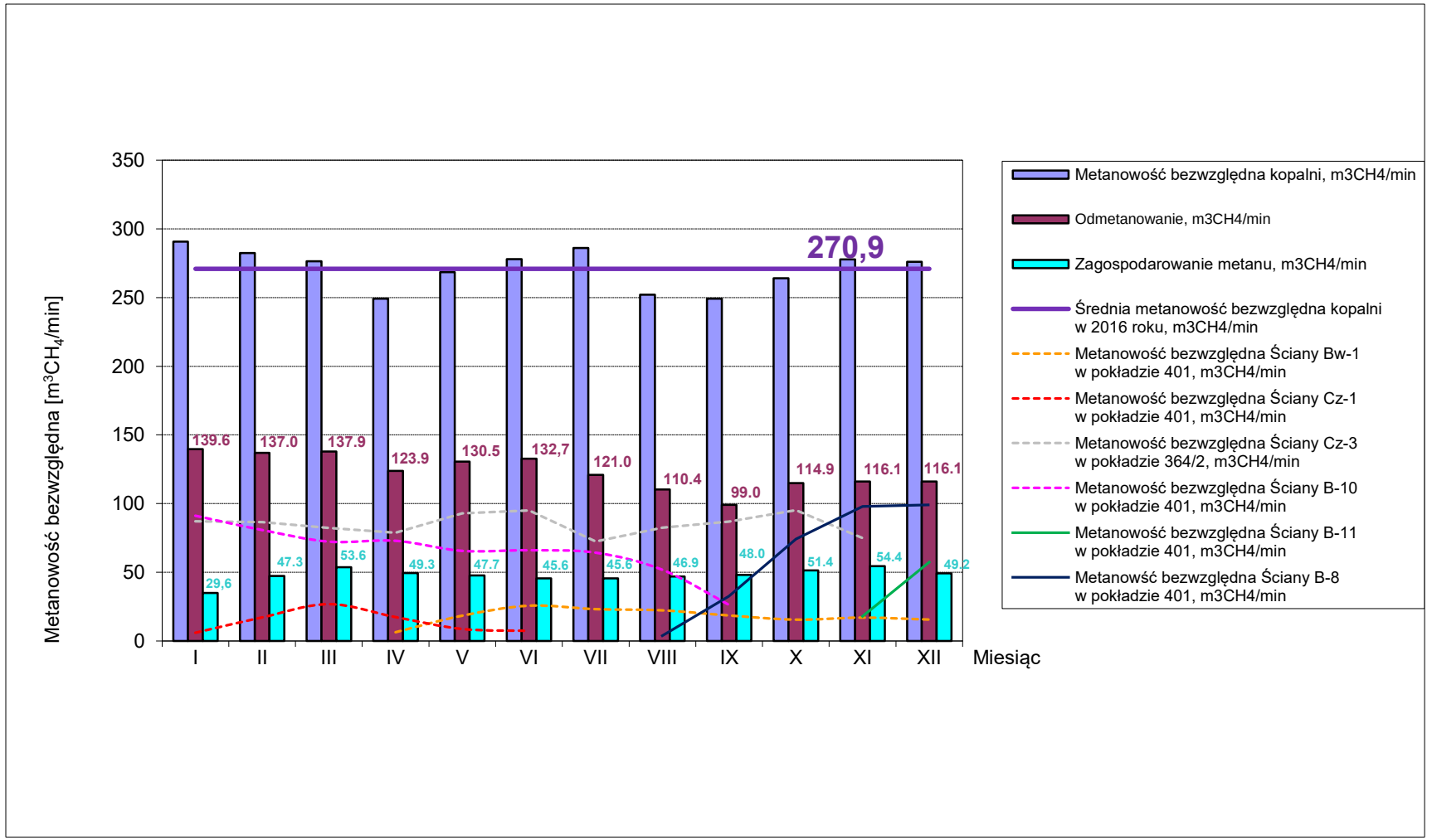
Prognoza ujęcia metanu przez Stację odmetanowania wynosi : 70 – 110 m^3/min (100 % CH_4)

Zastosowanie systemu odmetanowania powoduje, iż pozyskany w ten sposób gaz staje się cennym paliwem, które należy wykorzystać gospodarczo zwiększając efektywność ekonomiczną Zakładu Górniczego

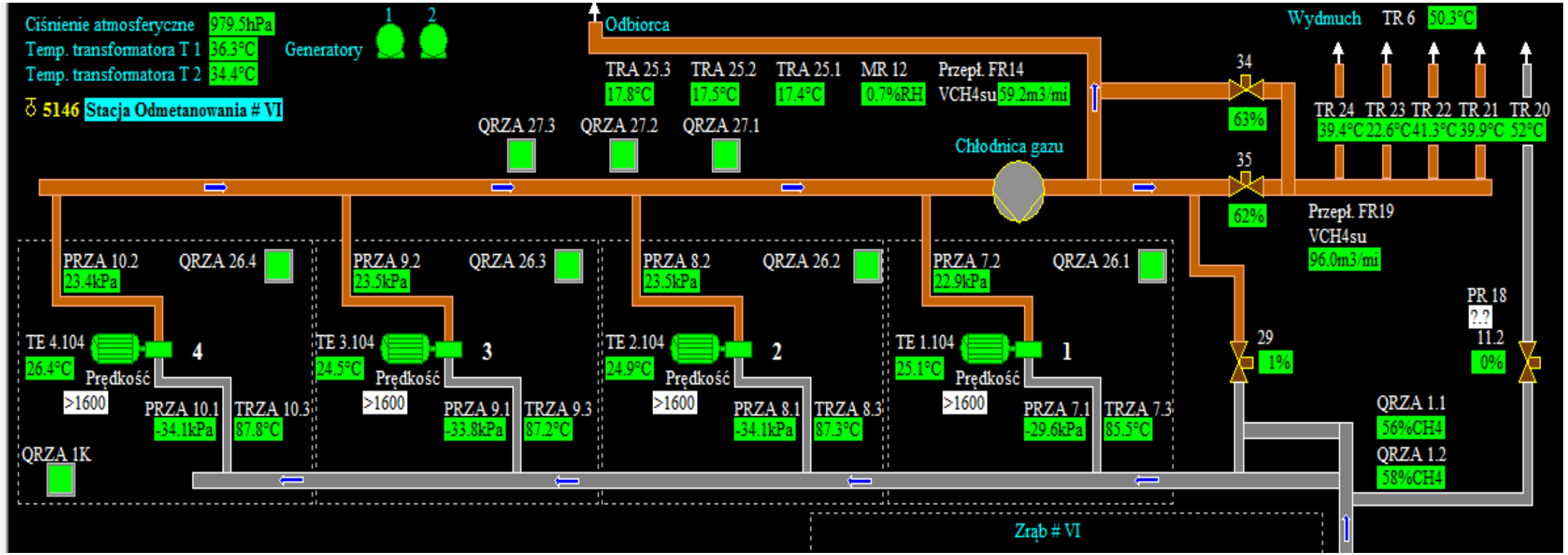


Kształtowanie się metanowości bezwzględnej

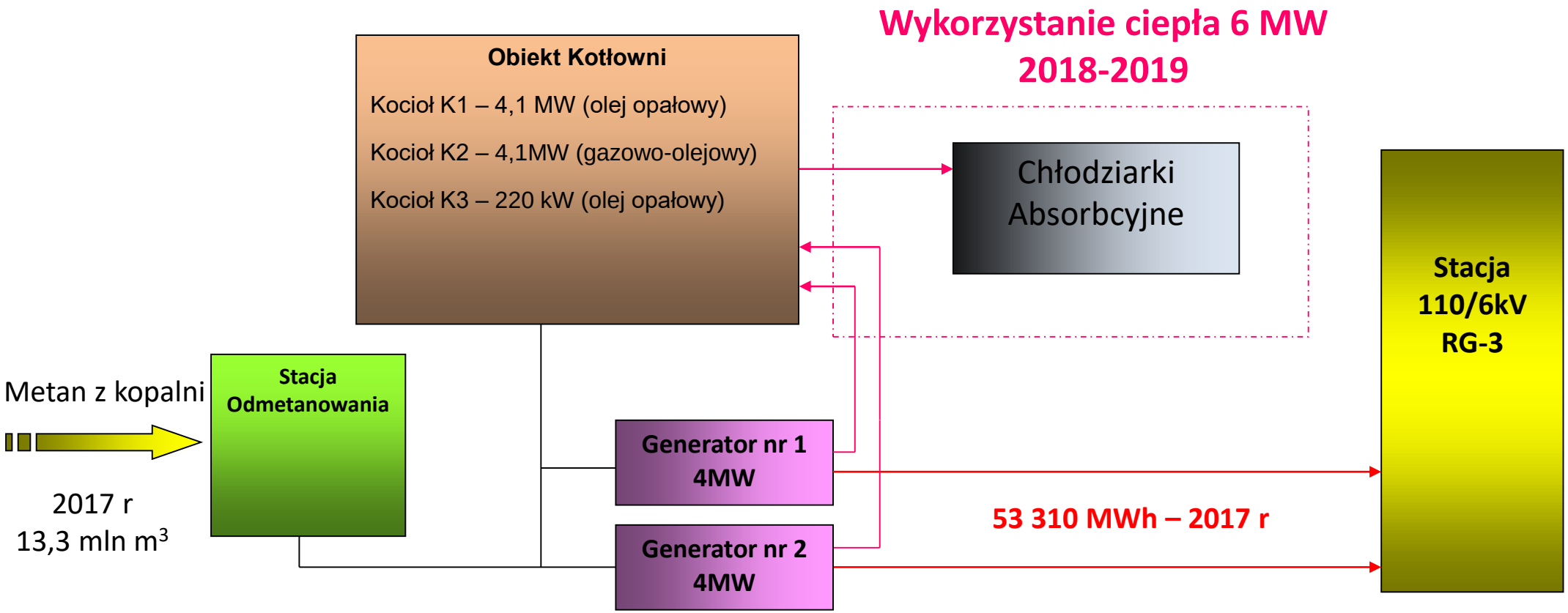
Kopalni „Budryk” w 2017 roku



Monitoring Stacji Odmetanowania i Układów Kogeneracyjnych w Systemie Zefir



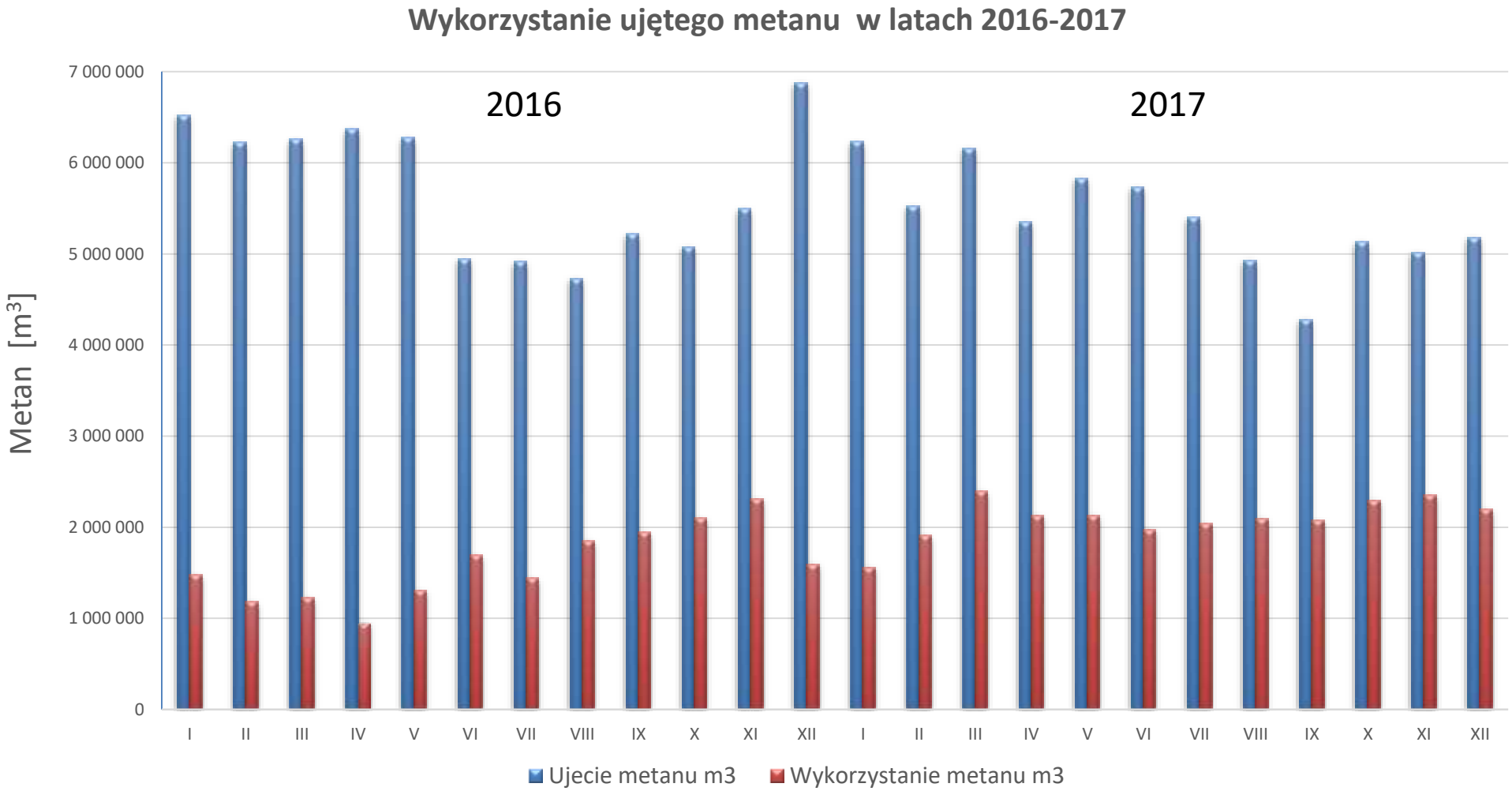
ELEMENTY UKŁADU KOGENERACYJNEGO JSW S.A. KWK BUDRYK



JSW S.A. KWK Budryk wykorzystanie metanu za 2017

	miesiąc	Ujęcie		Palnik kotłownia VI		Układ kogeneracyjny # VI		Strata		Sprzedaż metanu		Stopień wykorzystania [%]
		mieszanka m3	metan m3	mieszanka m3	metan m3	mieszanka m3	metan m3	mieszanka m3	metan m3	mieszanka m3	metan m3	
2017	1	10 393 400	6 231 400	341 900	173 600	0	0	8 037 800	4 674 400	2 013 700	1 383 400	25
	2	9 226 600	5 524 100	198 300	103 500	1 237 400	631 200	6 075 400	3 617 700	1 715 500	1 171 700	35
	3	10 328 500	6 155 400	56 100	27 900	2 488 800	1 301 200	6 183 700	3 762 400	1 599 900	1 063 900	39
	4	9 517 900	5 351 100	34 100	16 200	2 143 500	1 105 600	5 674 300	3 219 700	1 666 000	1 009 600	40
	5	10 079 500	5 827 700	20 300	10 100	2 222 400	1 229 500	6 358 400	3 699 600	1 478 400	888 500	37
	6	9 881 100	5 732 700	8 600	4 600	2 256 400	1 254 200	6 436 000	3 761 100	1 180 100	712 800	34
	7	9 827 300	5 400 400	9 900	5 100	2 472 000	1 270 600	6 043 200	3 362 900	1 302 200	761 800	38
	8	8 821 800	4 926 600	9 400	4 900	2 534 600	1 325 600	4 993 400	2 833 200	1 284 400	762 900	42
	9	8 032 500	4 276 500	22 100	10 800	2 518 900	1 243 400	4 037 400	2 203 700	1 454 100	818 600	48
	10	9 293 000	5 131 000	30 700	16 600	2 398 200	1 332 900	5 141 300	2 837 400	1 722 800	944 100	45
	11	9 436 500	5 015 200	41 700	21 000	2 375 300	1 266 900	5 004 200	2 665 300	2 015 300	1 062 000	47
	12	9 731 100	5 180 700	128 700	66 100	1 673 400	876 500	5 619 100	2 986 100	2 309 900	1 252 000	42
	suma	**114 569 200**	**64 752 800**	**901 800**	**460 400**	**24 320 900**	**12 837 600**	**69 604 200**	**39 623 500**	**19 742 300**	**11 831 300**	**39**

Wykorzystanie metanu do produkcji energii elektrycznej i cieplnej JSW S.A. KWK BUDRYK



Modernizacja ciepłowni na terenie szybu VI JSW S.A. KWK Budryk

Po uruchomieniu instalacji odmetanowania na terenie szybu VI dokonano modernizacji obiektu kotłowni znajdującej się w bezpośrednim sąsiedztwie Stacji Odmetanowania. Kotłownia ta wyposażona jest w kotły olejowe firmy WIESSMANN typu :

Kocioł K1 i K2 :Turbomat-Duplex - o mocy 4,1 MW
Kocioł K3 :Paromat-Duplex TR - o moc 225 kW

Obiekt ten wytwarza energię cieplną niezbędną do ochrony termicznej szybu VI w okresach gdy temperatura zewnętrzna otoczenia spada poniżej 1°C, jak również dostarcza ciepło na potrzeby ogrzewania budynków i przygotowania wody kąpielowej w obiekcie łaźni. W celu wykorzystania paliwa gazowego przeprowadzono modernizację kotła K2 i wyposażono go w palnik dwupaliwowy firmy RIELLO typ RLS 800/EV TC C 11FS2.



Modernizacja ciepłowni na terenie szybu VI JSW S.A. KWK Budryk

Dzięki modernizacji kocioł K2 może pracować zużywając gaz pochodzący ze stacji odmetanowania oraz w razie konieczności może przejść na pracę wykorzystując olej opałowy. Z uwagi na ekonomikę pracy w oparciu o zasilanie gazem z odmetanowania 93 % wyprodukowanej w 2017 roku energii cieplnej przez obiekt kotłowni zostało wytworzonej przy pomocy paliwa gazowego. W praktyce paliwo olejowe wykorzystywane jest w stanach awaryjnych lub w przypadku wystąpienia bardzo niskich temperatur otoczenia. Zmodernizowana instalacja w obiekcie kotłowni została oddana do ruch w dniu 16 grudnia 2015 i od chwili uruchomienia wytworzyła ponad 30 000 GJ energii cieplnej wykorzystując gaz pochodzący z odmetanowania kopalni.



Budowa Układu Kogeneracyjnego - fundamenty



Układ kogeneracyjny 2 x 4 MW

Produkcja energii elektrycznej w 2017 roku – 53 310 MWh

Zużycie metanu w 2017 roku – 12,8 mln m^3

Czas Pracy Generator nr 1 – 7 405 h
Czas Pracy Generator nr 2 – 6 845 h

Średnia miesięczna produkcja energii elektrycznej wynosi 5000 MWh

Cała produkcja energii elektrycznej zużywana jest przez kopalnię Budryk i pokrywa około 30 % zapotrzebowania na energię elektryczną.



Układ kogeneracyjny 2 x 4 MW





Układ kogeneracyjny posiada budowę kontenerową. Rozwiązanie to charakteryzuje się :

- **niższym kosztem inwestycji,**
- **wykorzystuje mniej trenu pod budowę,**
- **umożliwia przeniesienie układu kogeneracyjnego w celu jego efektywniejszego wykorzystania w innej lokalizacji**
- **ułatwia prowadzenie prac serwisowych.**

Wizualizacja pracy układów kogeneracyjnych na tle obciążenia dobowego



Pobór mocy KWK Budryk MW

Układ kogeneracyjny 2x4MW

Elekrociepłownia ZPC Żory 3x1,67 MW

Dane techniczne układu kogeneracyjnego

Producent/ manufacturer		GE Jenbacher
Typ / Engine type		JMS 624
Moc elektryczna / Electrical output	kW	4 035
Moc cieplna / Mechanical output	kW	3 746
Sprawność elektryczna / Electrical efficiency	%	43,7
Sprawność cieplna / Thermal efficiency	%	40,5
Sprawność całkowita / Total efficiency	%	84,2
Liczba cylindrów / No. of cylinders		24
Układ cylindrów / Configuration		V 60º
Cykl pracy / Working principle		4 suwowy
Prędkość obrotowa / Nominal speed	obr/min	1 500
Typ generatora / Type of generator		LSA 56 VL 80
Napięcie / Voltage	kV	6,3



Wykorzystanie ciepła do produkcji chłodu

Energia cieplna produkowana przez układ kogeneracyjny zostanie w przyszłości wykorzystana do procesów grzewczych oraz produkcji chłodu w Centralnej Stacji Klimatycznej.

W latach 2018-2019 planuje się rozbudowę Centralnej Stacji Klimatycznej do 13 MW umożliwiając wykorzystanie ciepła odpadowego.



Rozwój – maksymalne wykorzystanie metanu

Zgodnie z przyjętą w JSW S.A. strategię inwestycyjną, planuje się maksymalną utylizację metanu z odmetanowania poprzez jego gospodarcze wykorzystanie do produkcji energii elektrycznej i ciepła. Działania te będą miały pozytywny wpływ na środowisko i realizowane będą we współpracy z Wojewódzkim Funduszem Ochrony Środowiska i Gospodarki Wodnej w Katowicach.

Docelowo planuje się wykorzystanie metanu na poziomie 68 mln m^3 CH_4 rocznie w jednostkach kogeneracyjnych o łącznej mocy elektrycznej 36 MW oraz w ciepłowniach zastępując inne paliwa pierwotne.



Rozwój – maksymalne wykorzystanie metanu

W perspektywie najbliższych lat Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. KWK Budryk planuje realizację kolejnych inwestycji proekologicznych w zakresie utylizacji metanu:

2018-19 budowa jednostki kogeneracyjnej o mocy 3 MW na terenie Zakładu Głównego KWK Budryk (ZPC Żory),

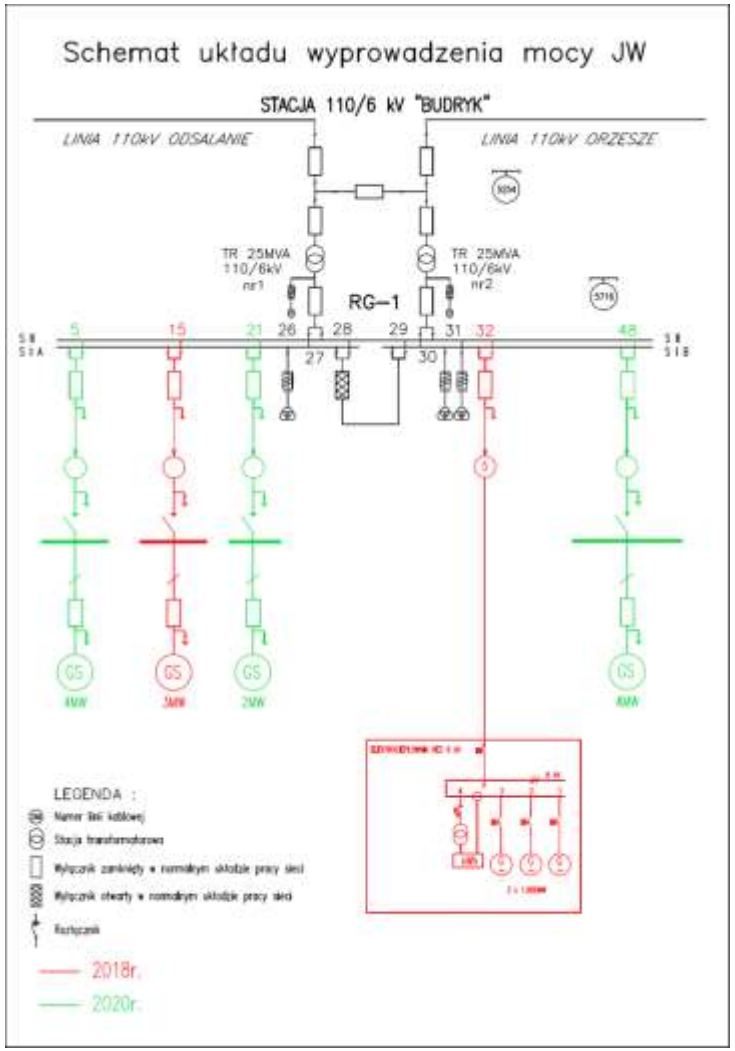
2018-19 budowa układu kogeneracyjnego o mocy 2 MW na terenie szybu VI,

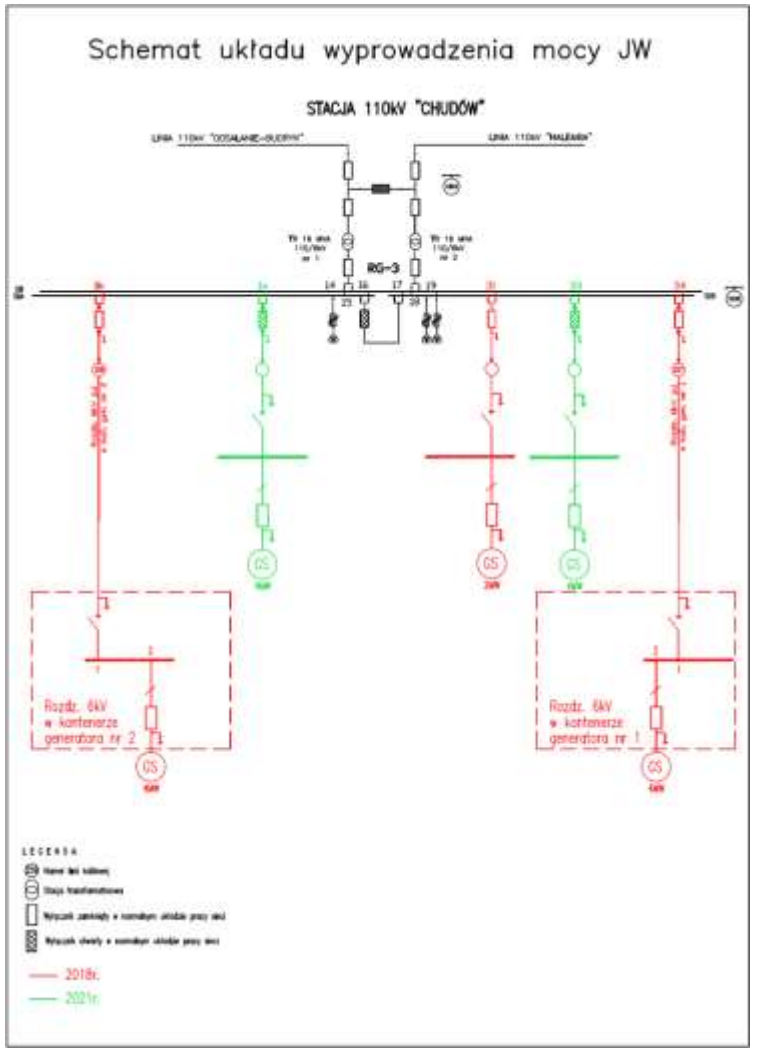
2019-20 budowa układu kogeneracyjnego o mocy 2 X 4 MW oraz 2 MW na terenie Zakładu Głównego KWK Budryk,

2020-21 budowa układu kogeneracyjnego o mocy 2 X 4 MW na terenie szybu VI.

W latach 2018-2021 planuje się w KWK Budryk budowę układów kogeneracyjnych o łącznej mocy 23 MW.

Rozwój – rozbudowa infrastruktury energetycznej w latach 2018 - 2021





Podsumowanie

Posiadanie własnego źródła energii elektrycznej daje znaczące efekty ekonomiczne które wynikają z :

- uniknięcia kosztów zakupu energii,
- uniknięcia akcyzy od produkowanej energii,
- uniknięcie zakupu i umarzania certyfikatów pochodzenia energii,
- brak kosztów przesyłu,
- możliwość wykorzystania ciepła odpadowego zarówno do procesów grzewczych jak i chłodniczych.

Całkowita produkcja energii elektrycznej wyprodukowanej przez układ kogeneracyjny od chwili uruchomienia wynosi ponad 90 000 MWh i stale rośnie przyczyniając się do uzyskiwanych przez kopalnię efektów ekonomicznych. Prognozy dotyczące ilości pozyskiwanego metanu przez dwie Stacje Odmetanowania umożliwią w przyszłości powstanie kolejnych własnych układów kogeneracyjnych. Łączna ich moc ma osiągnąć docelowo 28 MW zgodnie z przyjętą w JSW S.A. strategią. Energia wyprodukowana w tych układach wykorzystana będzie na terenie KWK Budryk i w innych Zakładach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. – będzie miała bezpośredni wpływ na obniżenie kosztów wydobycia.

Dziękuję za uwagę

WIG20

JSW SA

Wydobywamy to, co najlepsze





Let’s write the digital future of industry.

Industrial Automation division

Overview

Offering	**Industrial automation**		
	~25% Products, ~40% Systems, ~35% Services	#1 in process control (DCS)	Innovation & growth leader in machine & factory automation
Customers	**Utilities**	**Industry**	**Transport & Infrastructure**
	~10%	~65%	~25%
Geographies	**Globally**		
	Asia, Middle East, Africa 38%	Americas 22%	Europe 40%
	~$ 7.5 bn revenues, ~80% software-based	>35,000 systems installed	~27,500 employees

Proforma: 2016 Industrial Automation division figures including B&R full-year figures

Our main customer segments

Global #1 in process automation, with B&R innovation & growth leader in machine & factory automation.

Process industries









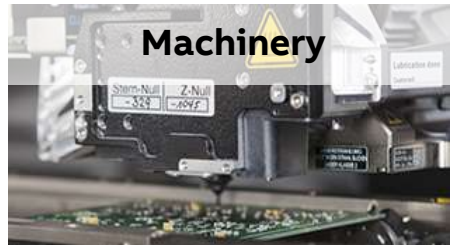




Discrete & hybrid industries









©ABB

[1]Expected growth 2017-20

“Big shift” in automation

Shaping the 4th Industrial Revolution



1st Industrial Revolution

Steam, water, mechanical production equipment

2nd Industrial Revolution

Division of labor, electricity, mass production

3rd Industrial Revolution

Electronics, IT, automated production

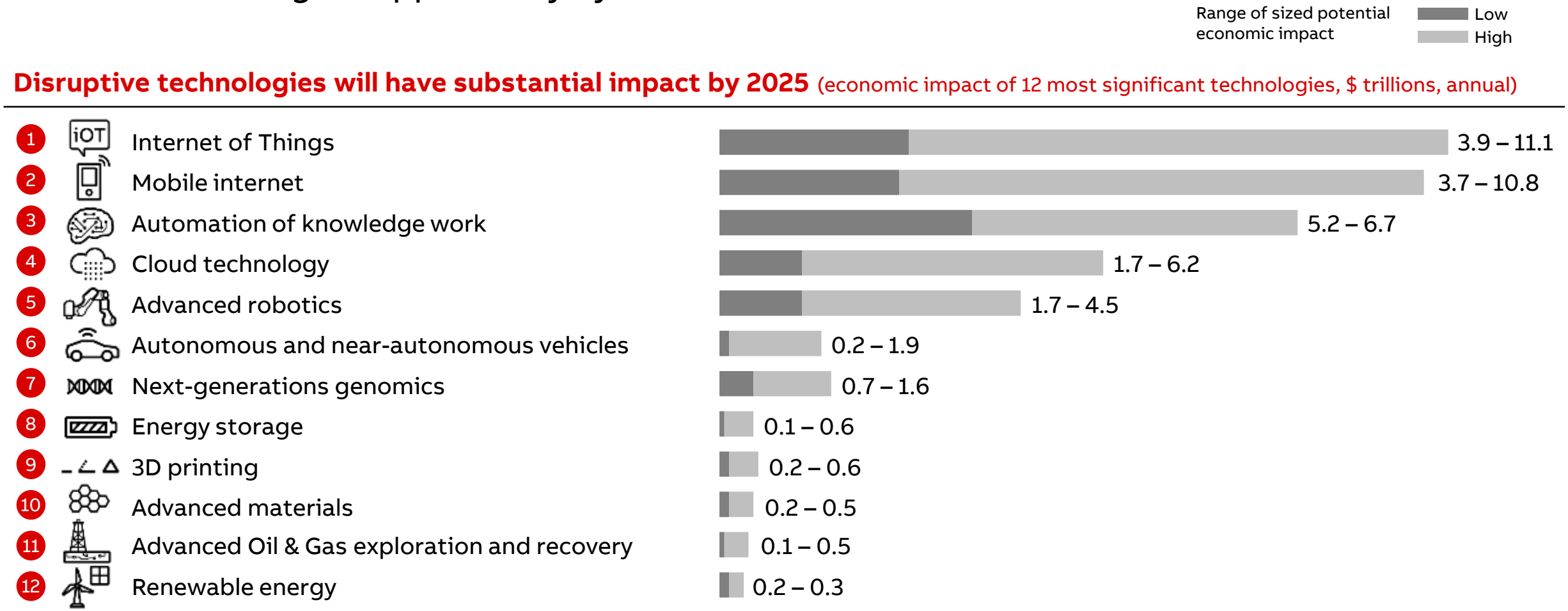
4th Industrial Revolution

Cyber-physical systems, optimized production, business transformation, automation of knowledge-work

©ABB

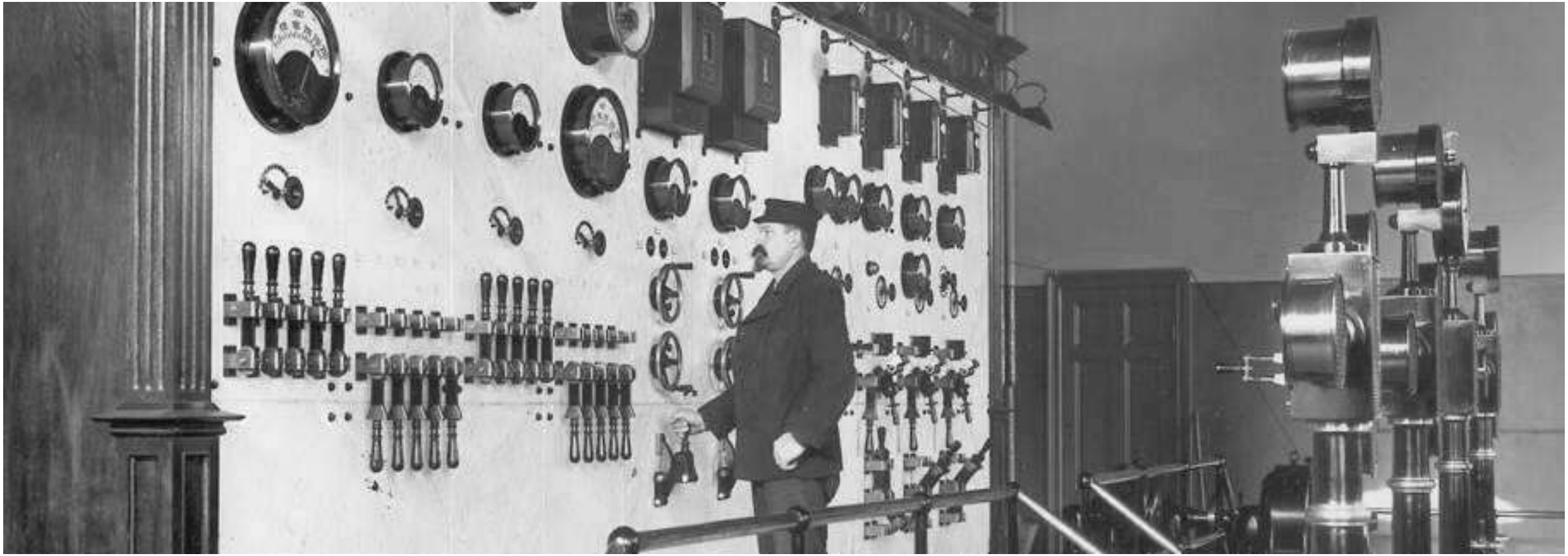
Massive economic potential from technology disruptions

A $4 – 11 trillion digital opportunity by 2025



©ABB

1890s: Power plant operator closing most control loops manually



©ABB

1940s: Centralized control room with first integrated PID controllers



©ABB

Today’s extended automation system

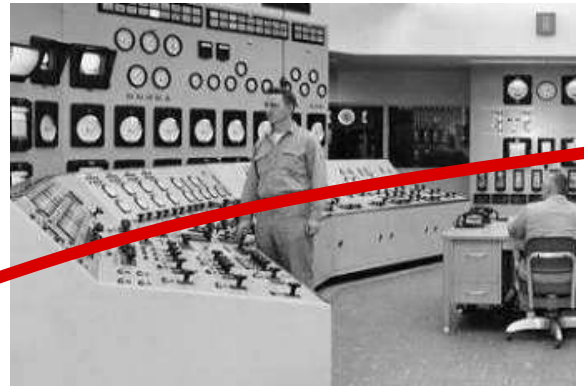


©ABB

Increasingly integrated automation powered by “Moore’s Law”

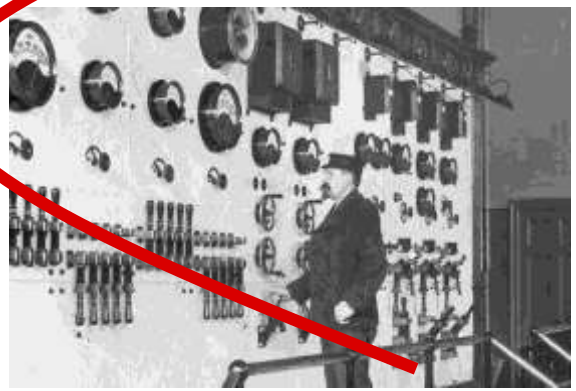
Broader application space, closing new loops beyond classical control

Number of signals









Predictable growth in processing power, bandwidth and memory

- Most earlier technology barriers are removed
- Increasing integration from distributed and heterogeneous sources, including IT/OT

Breadth of domain

Digital technologies are driving new innovation in industrial markets

Media is focused on B2C but the “killer app” is in B2B

Virtual/augmented reality



Software-defined machines



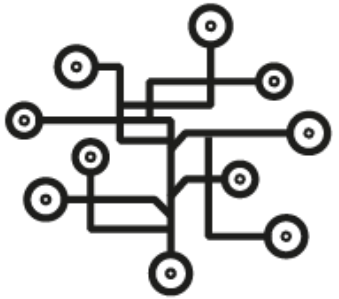
Machine learning



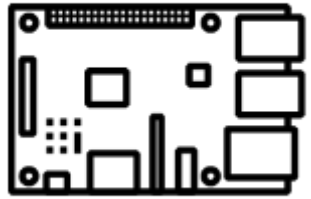
Time-sensitive networking



Big data



Inexpensive computing



Cloud computing



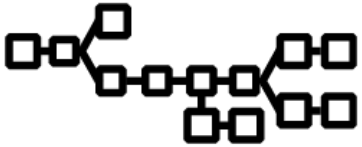
Cybersecurity



Connectivity



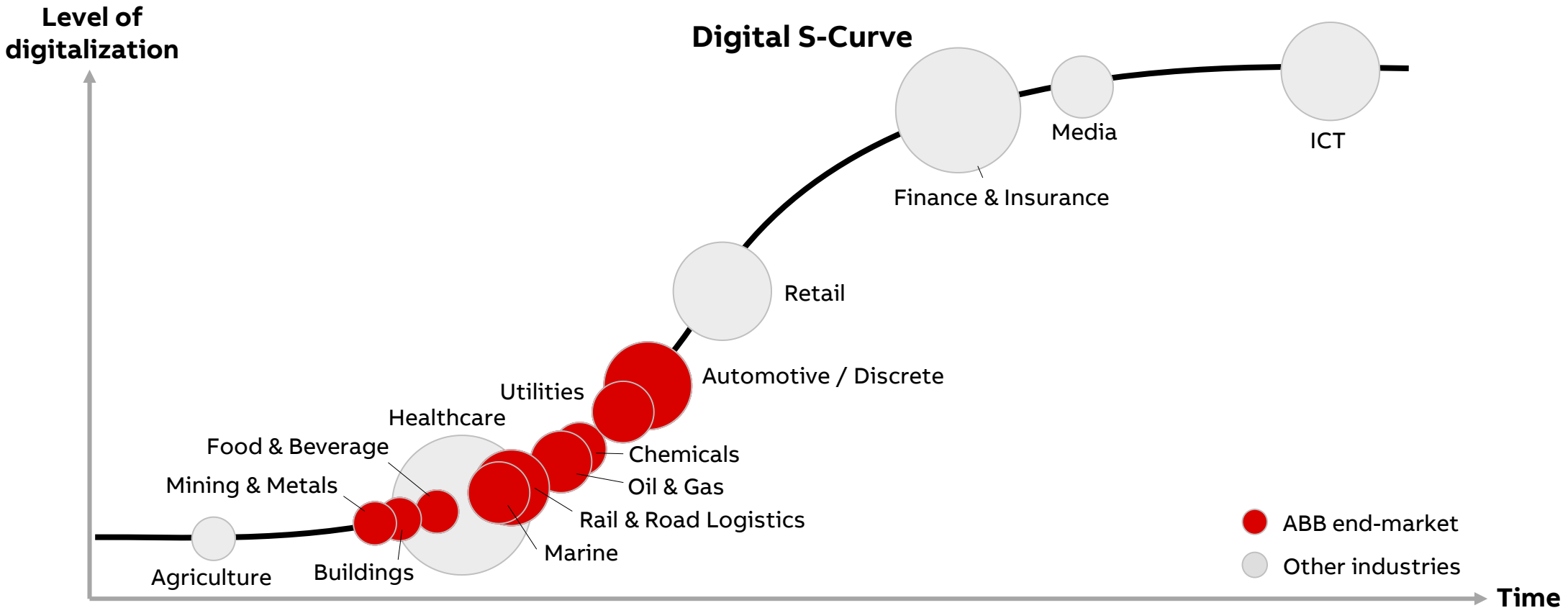
Blockchain



©ABB

Industrial markets primed to adopt digital technologies

Computing + connectivity + cloud + analytics set to unlock value



©ABB

Note: relative size of industry for advanced economies
Source: ABB analysis

Mastering the digital-industrial transition

How do we embrace this digital future

and create what customers will want

to succeed in their own rapidly evolving businesses?

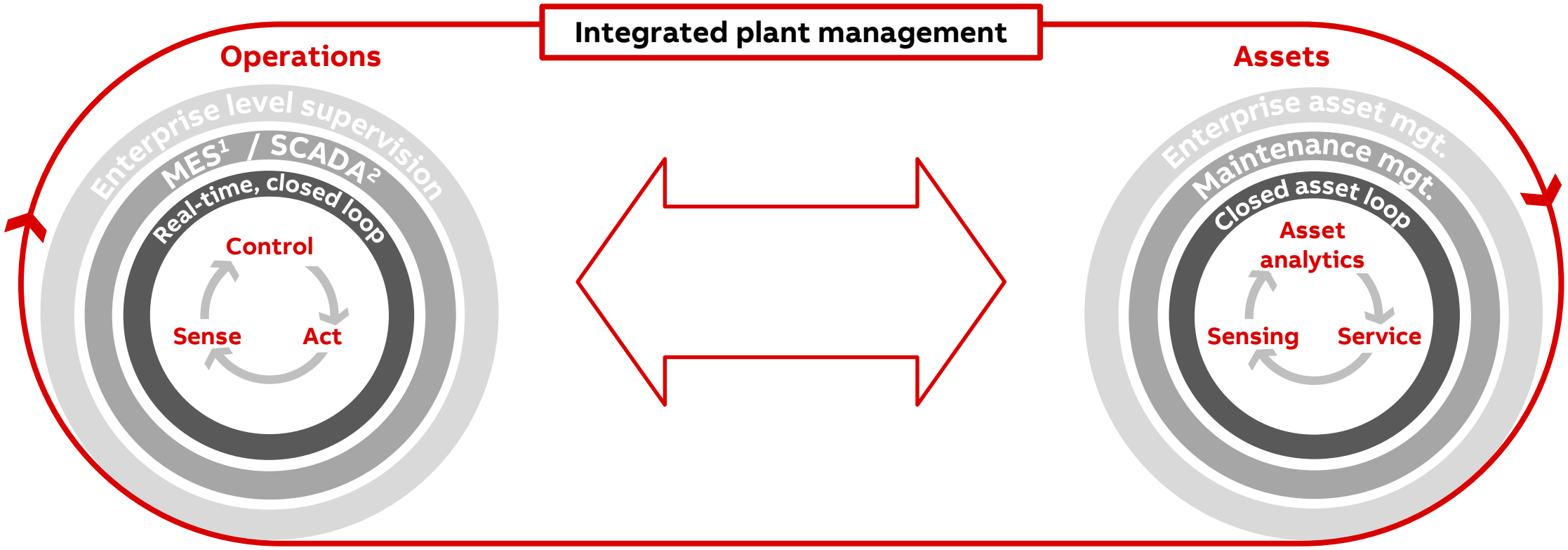
How do we lead our companies

into an exciting new era of innovation and growth?

©ABB

Perfection in automation

Mastering control loops for customer value

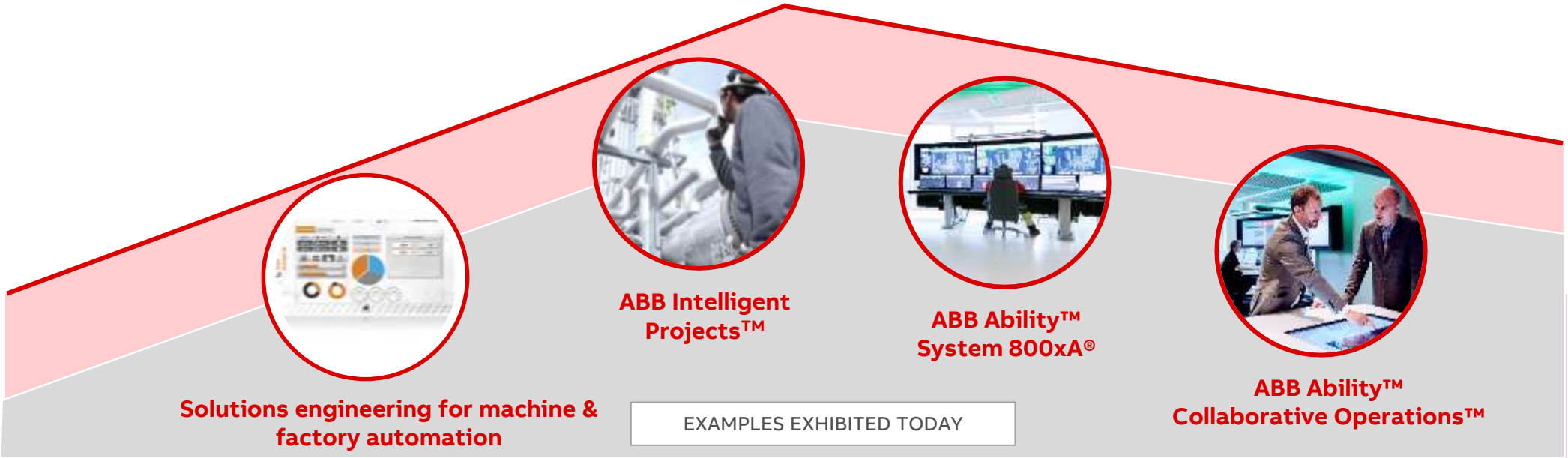


[1]MES: Management Execution System
[2]SCADA: Supervisory Control and Data Acquisition

Partnering with our customers along their asset lifecycle

Customer asset lifecycle

Plan / design | Build | Operate



Our customer relationship

Planning partner	Product, solutions, systems partner	Operations partner

©ABB

Vale S11D – largest iron ore mine project in the world

Main electrical and automation partner from concept to long-term operations

Customer asset lifecycle

Plan / design | Build | Operate

Customer situation

Build a mine of the future in the Amazon

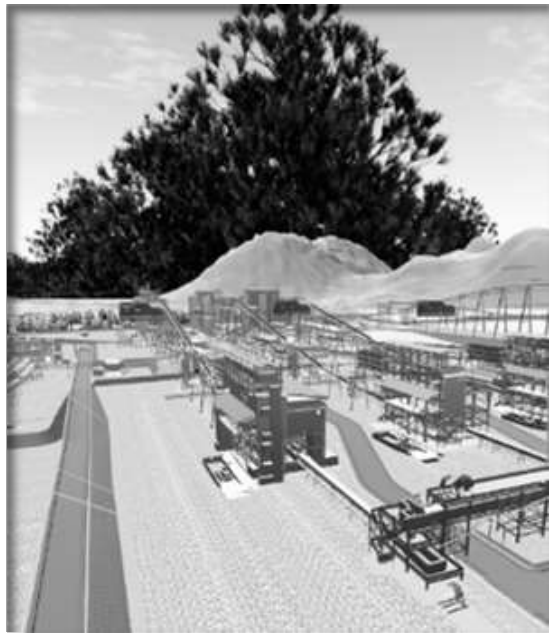
- Mine uses truck less mining
- Beneficiation plant uses dry ore processing
- 90m tonnes of annual capacity
- $ 14.3 bn project value

ABB solution

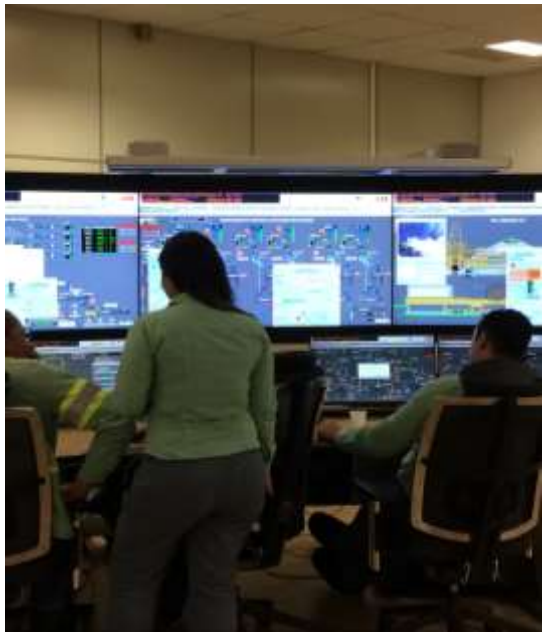
Control center operating fully automated mine, beneficiation and expedition, a unique distributed control systems (DCS) for power and process control;

88 digital E-house distributing 375MVA

67k control tags, 81k IOs, 118 server/station







Customer value

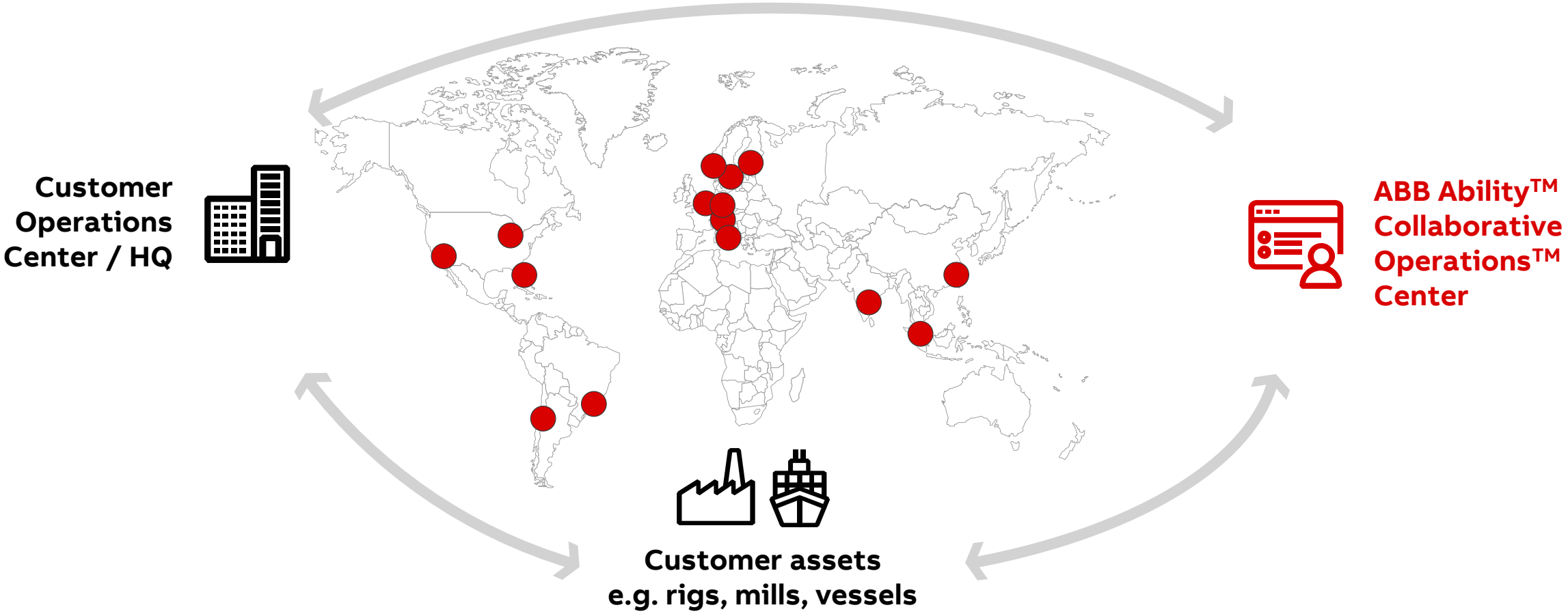
Reduced cost, schedule, risk

Safety, productivity and energy efficiency

©ABB

Transforming the way we work with customers during operations

Customers collaborate with ABB domain experts 24/7



©ABB

Leading solutions portfolio for Collaborative Operations™

Analytics

Analytics and visualization

Simulation

Ops. support

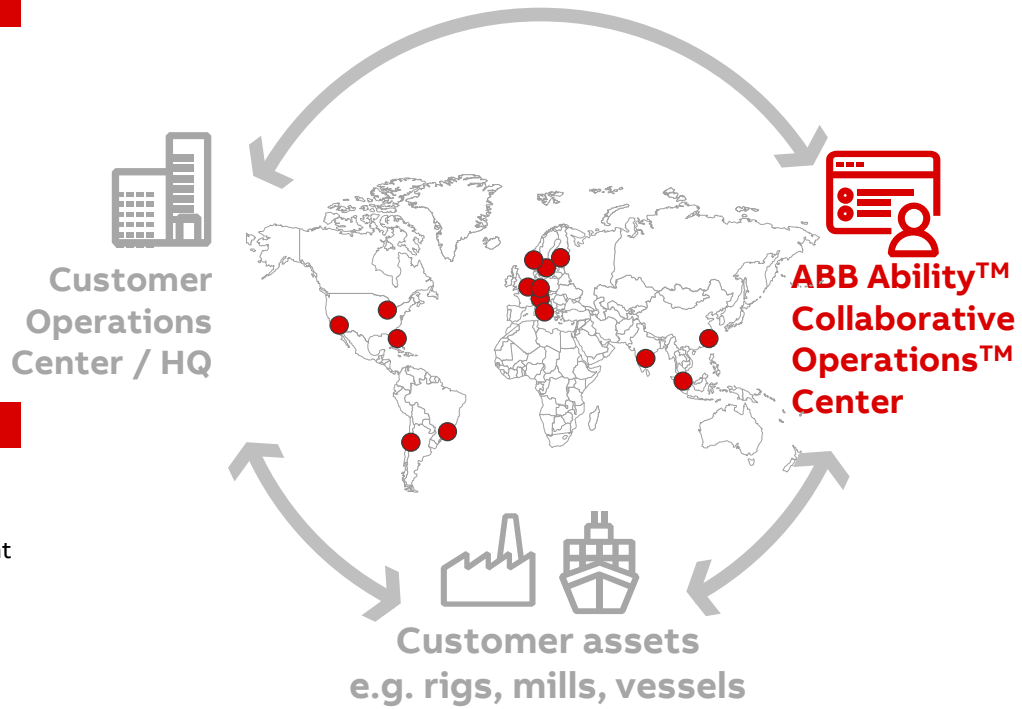
Operations and technical support

Predictive maintenance

Condition monitoring

Asset health

Predictive maintenance



Optimization

Emission monitoring

Energy optimization

Performance optimization

Alarm management

Cyber and Safety

Cyber security

Safety management

Control

Control centers

Customer value: Overall Equipment Effectiveness (OEE) – safety, uptime, speed, yield

©ABB

Leading solutions portfolio for Collaborative Operations™

Customer examples

Vale (mining)

Full scope of electrical, instrumentation, automation to enable the mine of future in the Amazon



Leading Indian cement manufacturer

Enterprise-wide digital service partner for energy efficiency and reliability enhancement



Metsä Fibre (pulp & paper)

Range of digital services for condition monitoring of critical equipment for newest Pulp & Paper plant



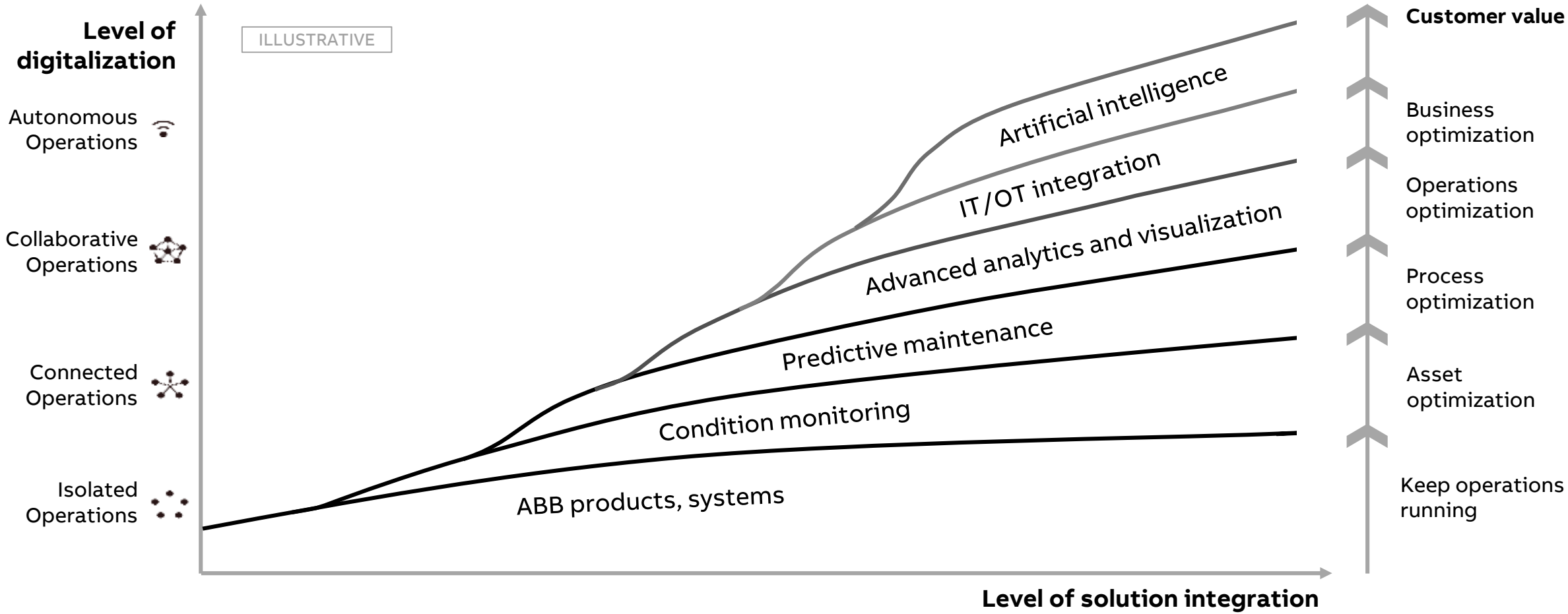
Predictive maintenance for Grinding (Gearless drives)

30 installations spread across 19 global customers for digitally enabled remote monitoring & support line services to minimize downtime



©ABB

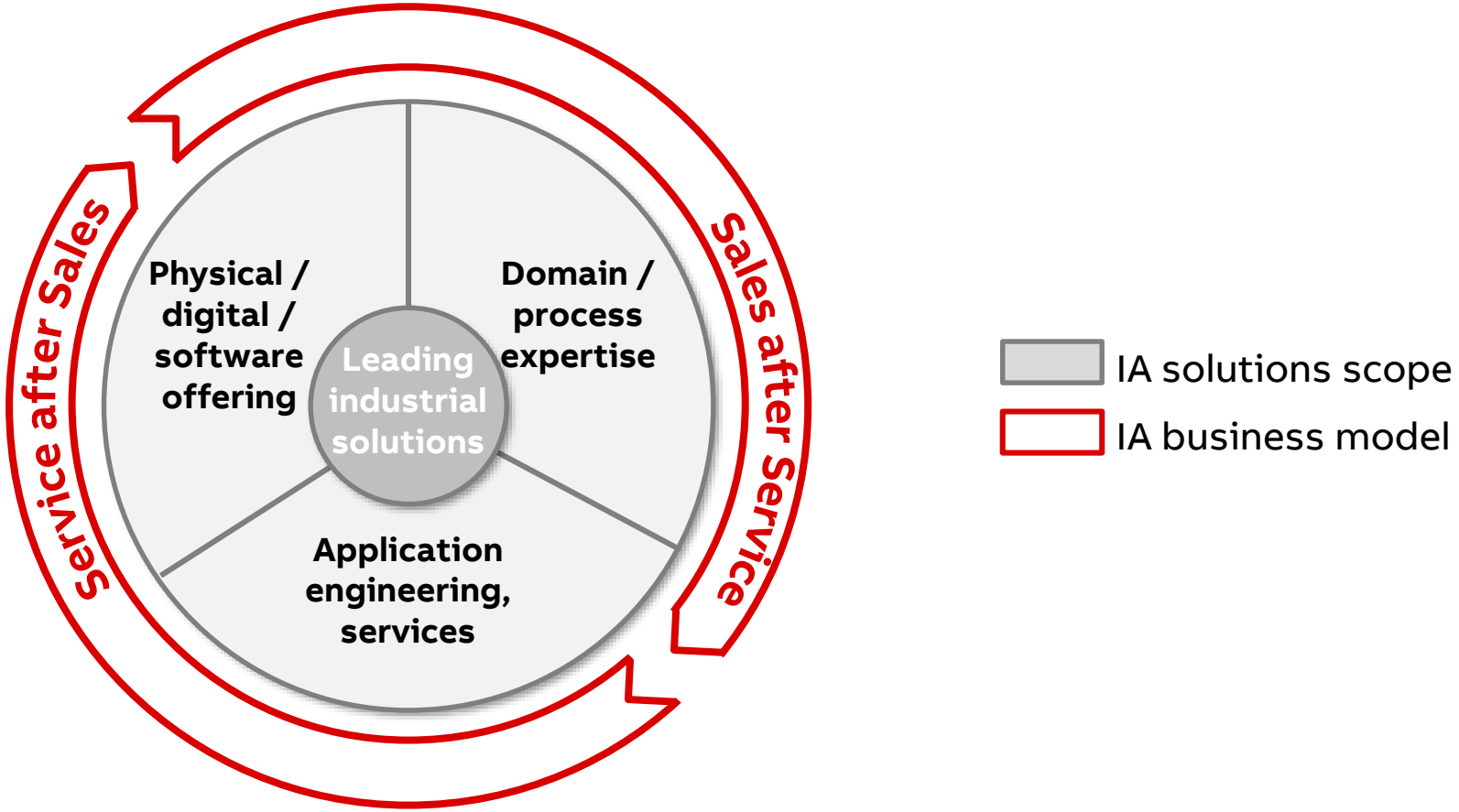
Our future: portfolio development for enhanced customer value creation



©ABB

Solutions-oriented business model

Virtuous cycle of continuous collaboration



©ABB

Our ambition: Partner of choice for…

Perfection in Automation

We enable customers to lead in safety, productivity and energy efficiency through **digital, collaborative operations**.





POLAND, FEBRUARY 26

MineOptimize Intelligent Applications

Maximize visibility, reliability, productivity and energy efficiency

Eduardo Lima – Global Product Manager, Integrated Mine Operations

The mining industry faces many challenges.

From the rising costs of exploration and development in remote areas to volatile market prices, health and safety of workers, stringent environmental regulations and the need for 100 percent availability.

How can you create improvements in the productivity, predictability of operations and asset reliability?



How can you create improvements in health and safety, environmental management and energy efficiency?



How do you respond quickly to changing market conditions? And how do you expand and contract business easily?



Operations are undergoing profound changes and facing several challenges

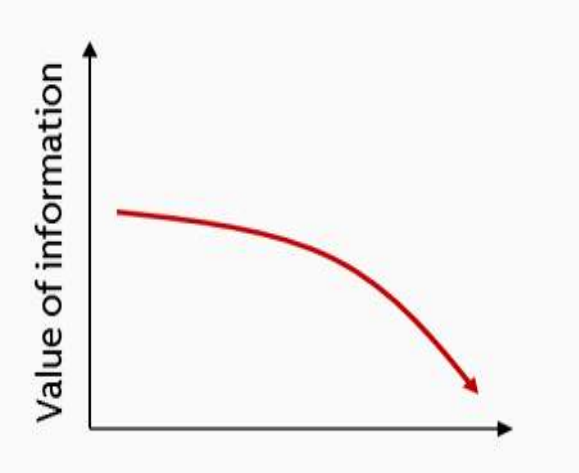
©ABB

Value of collaboration between people, equipment and systems

ARC Study for collaborative process automation

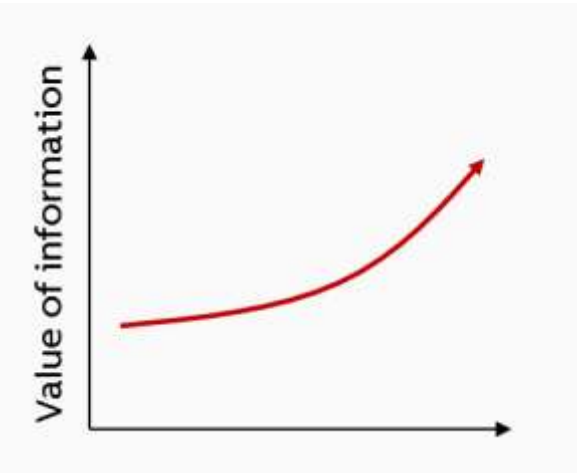
Time

The value of information is inversely proportional to the time until it can be actionable.



People collaborating

The value of information is directly proportional to the number of people collaborating.



Integrated Mine Operation

A collaborative process automation enables a culture change required to capitalize on unforeseen opportunities

- Reduce unscheduled downtime by 40-50%
- Improve energy efficiency by 15-20%
- Increase asset utilization up to 10%
- Boost personnel productivity up to 10%

©ABB

Source: ARC Advisory Group – CPAS 2.0 – ARC Study for collaborative process automation
Potential improvements in a medium-sized plant

ABB Mining Solutions Overview

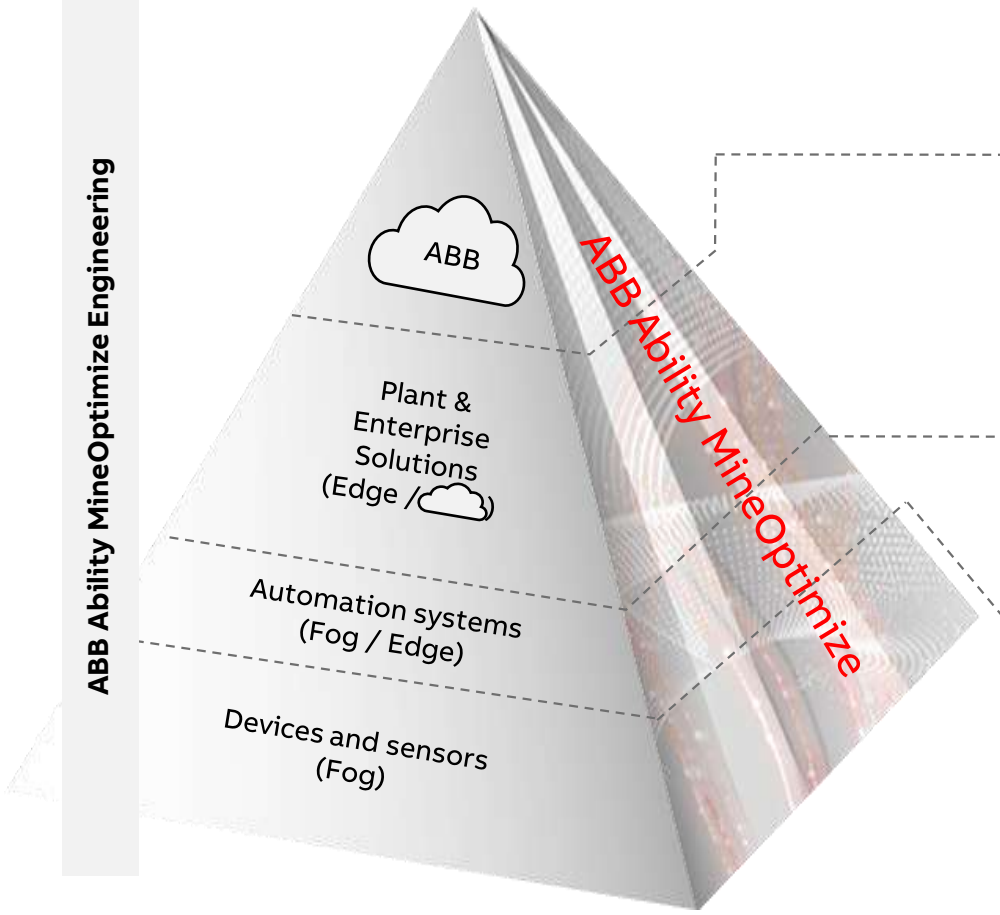


ABB Ability MineOptimize Services

Rapid Response Services	Availability improvement services	Performance and quality improvement services
Collaborative Operations		
Rapid Response for Mining	Predictive Maintenance for Mining	Performance Improvement for Mining
Rapid Response for Grinding	Predictive Maintenance for Grinding	Performance Improvement Grinding
Rapid Response for Hoist	Predictive Maintenance for Hoists	Performance Improv. for Ventilation

ABB Ability MineOptimize Applications

- **ABB ES - Connected Asset Lifecycle Management** (Ellipse, Asset Health Center, Service Suite)
- **ABB ES - Intelligent Mining Solutions (IMS)** (MineScape, MineMarket, Production Accounting CCLAS)
- **Integrated Mine Operations** (Fleet Manager, Scheduling and Dispatch, ISA 95)
- **Knowledge Manager / Information Management** (Historian, PIMS, LIMS, ERP connectivity, ISA 95)
- 800xA Minerals Process Control Library
- 800xA MIDAS Power Library
- 800xA Asset Vista Condition Monitoring Library
- Stockyard Management Systems
- Ventilation Optimizer / VoD
- Expert Optimizer / APC
- Grinding Optimizer (Grinding Cockpit, RMD^{Plus}, SmartMill, RollXtend^{Plus})

ABB Ability MineOptimize Systems

Mining Systems: Hoists, GMD, RMD, HPGR, GCD
Automation Systems: 800xA, Communication Networks, Telecom, CCTV
Electrification Systems: MV, LV, Drives, Motors, Actuators, Instruments, Sensors

Operation, planning and control applications	Availability improvement applications	Performance and quality improvement applications

Integrated Mine Operations

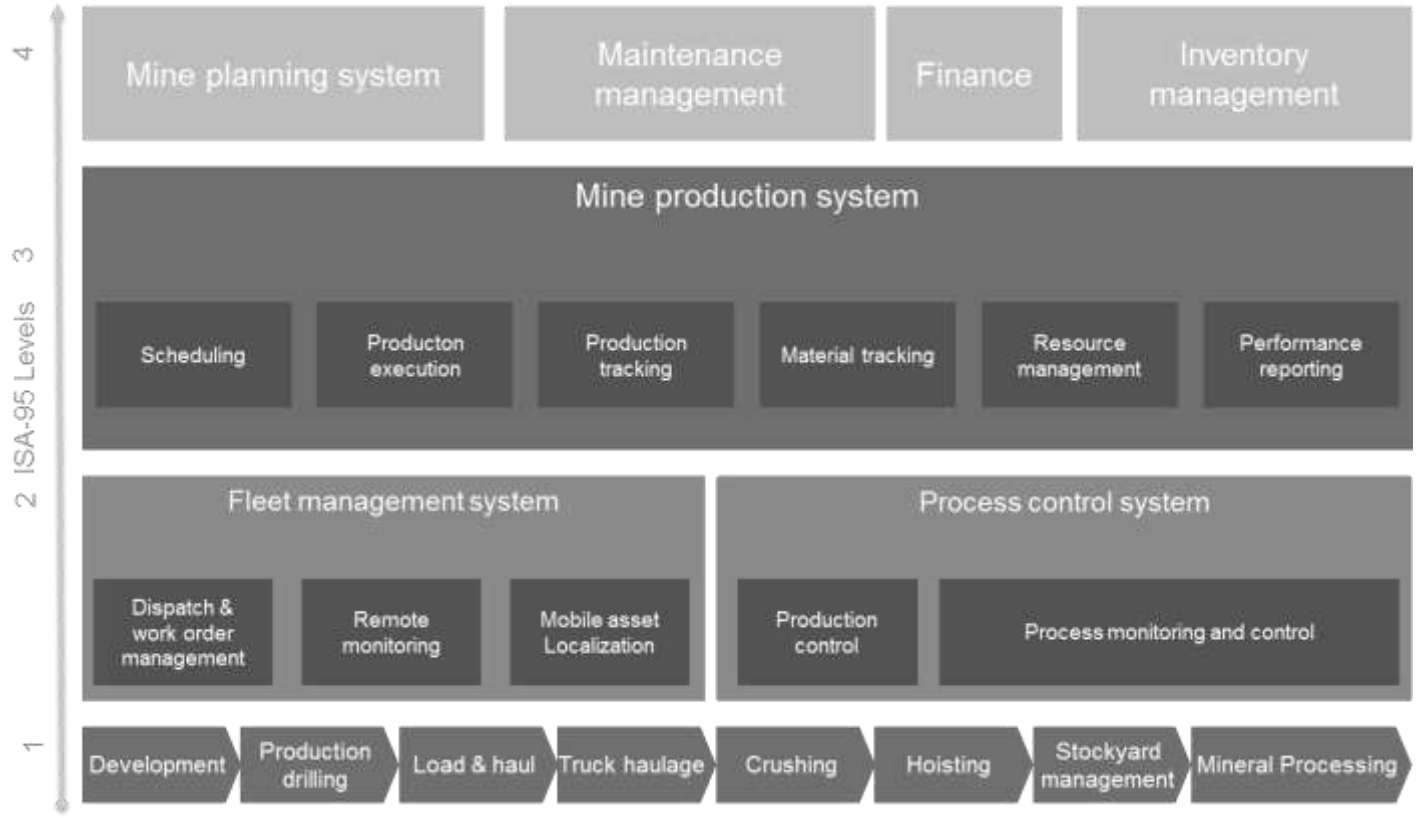
ABB Ability™ Integrated Mine Operations

Increases mine transparency and enables decisions for best operations in real time

Plan, schedule, dispatch & track app

A real time scheduling, dispatch and track software application suitable for short interval control of mine operations.

Delivering true integration of operational technology (OT) and information technology (IT) enables the ability to operate in closed loop, scheduling activities according to real time availability and capacity of crew, mobile equipment and material.



©ABB

ABB Ability™ Integrated Mine Operations

A single cockpit to provide full activities visibility & enable optimization

Highly configurable system …

Provides a centralized interface enabling inputs from multiple functions:

- Mine engineer, mine operator, shift manager, machine operator

Third-party external systems can be configured to integrate with the platform

- Enterprise asset management
- Enterprise resource planning
- Fleet management and location tools

Tightly integrates with the ABB suite of mining applications

- 800xA Control System
- ABB MineScape and MineMarket
- Ventilation on demand

… and meets the daily requirements of

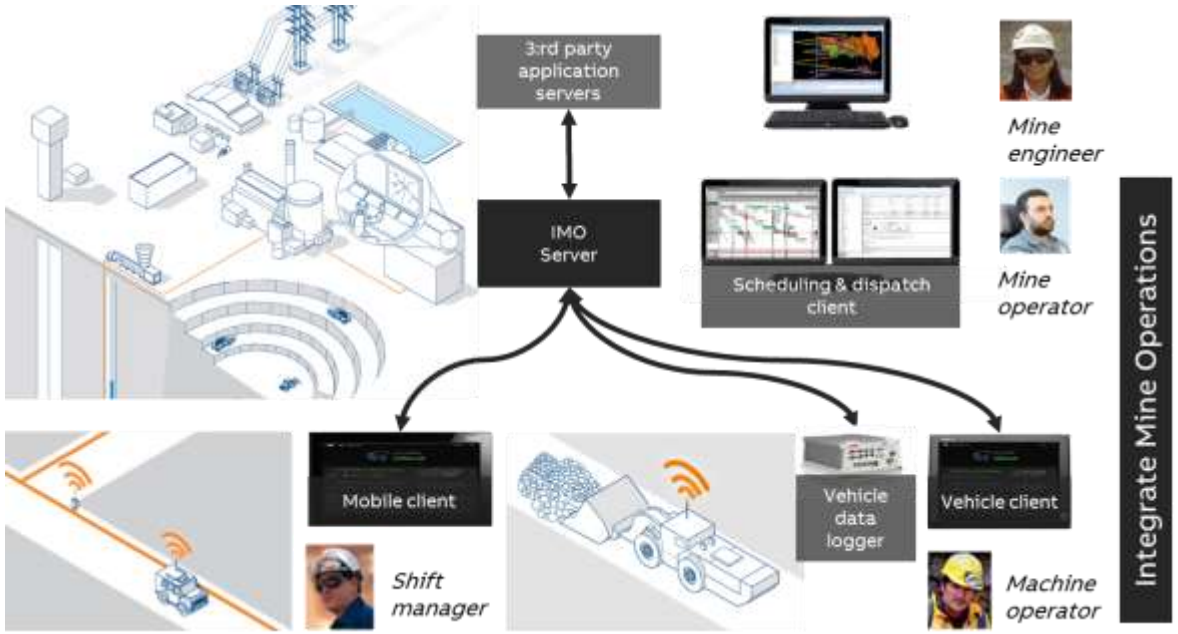
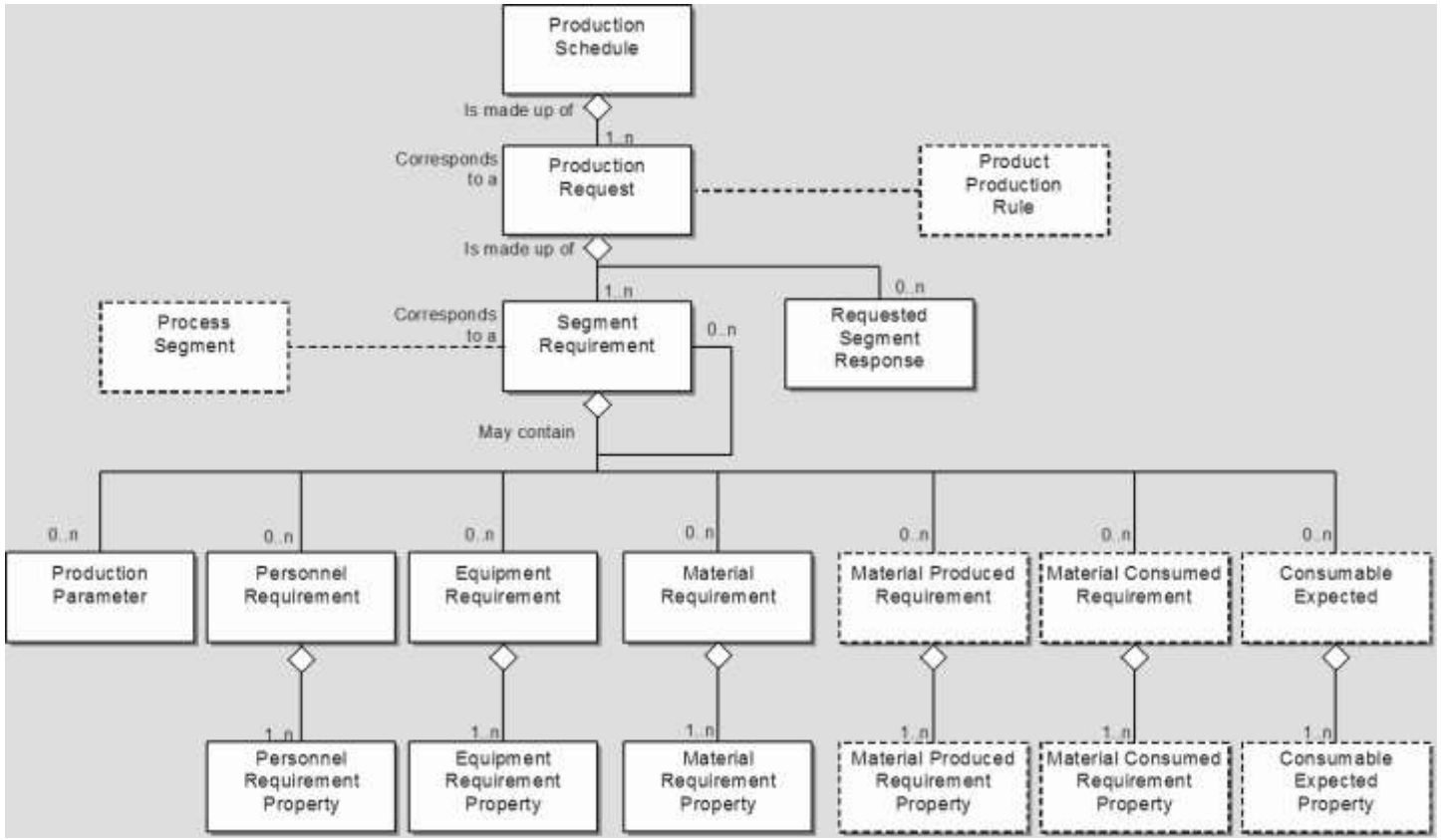


ABB Ability™ Integrated Mine Operations

Describe the mine process into ISA 95 model – Flow Shop

Typical production cycle for cut-fill



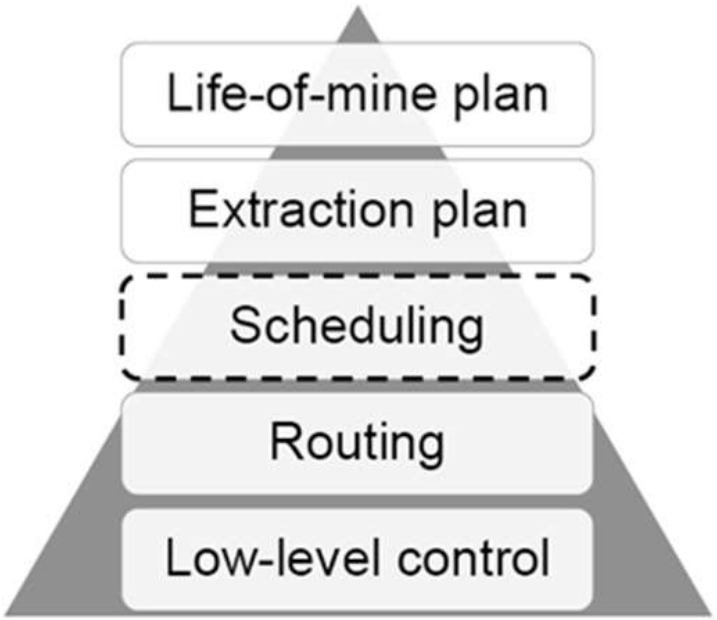


©ABB

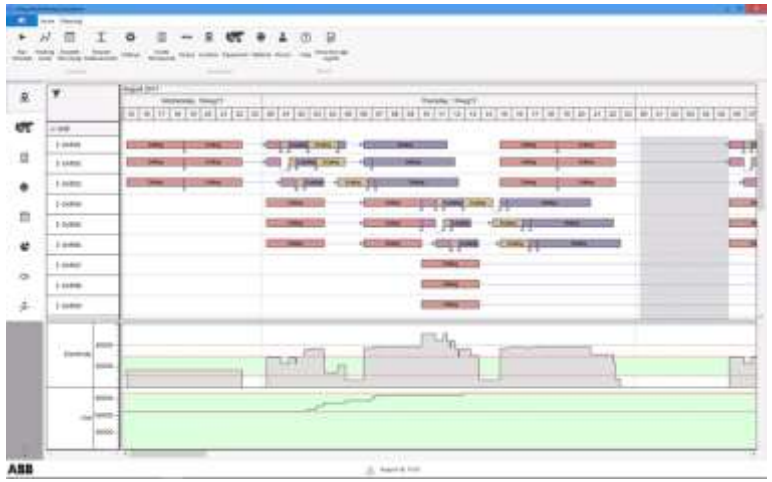
ABB Ability™ Integrated Mine Operations

Unite high-level planning with low level control to maximize dividends

Underground mining operation

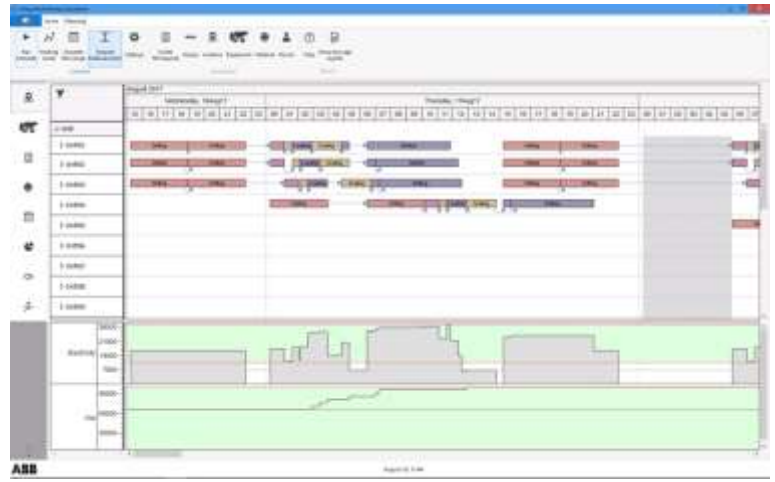


Import short term extraction plan



Algorithms optimize net present value of the mine subject to production targets from the strategic level

Schedule short term tasks



Algorithms optimize equipment, personnel and material allocated to meet the production targets

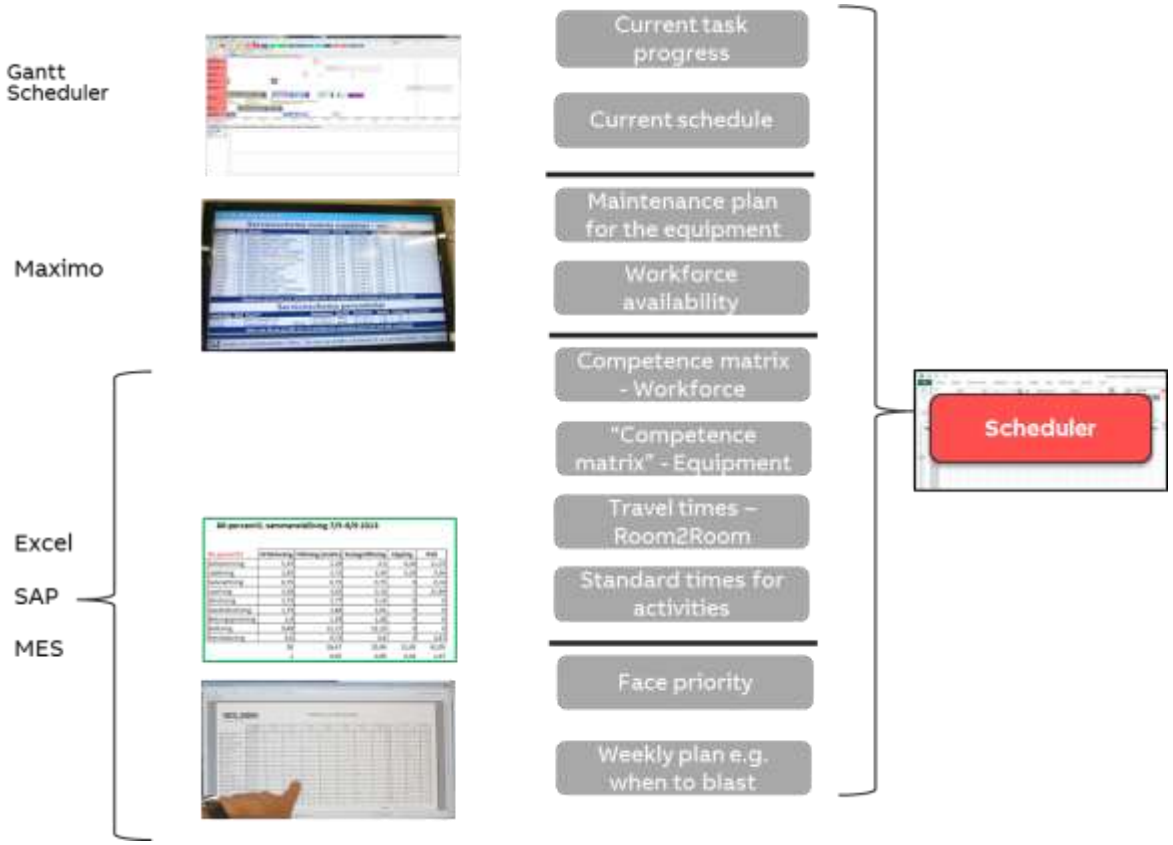
©ABB

Integrated Mine Operations in practice

Integrated Mine Operations in practice

Tune the schedule engine to fulfill the mine requirements

- Tested and evaluated on a weekly and daily schedule by mine operator
- Perform better than manual – typically 10% more blastings per week
- Identificiation of activity bottlenecks – in this site is the bolting machine the constraint
- Almost 100% utilization of constraint achieved
- Buffers used more effeciently – gives a more robust production
- Replanning done in seconds instead of hrs



Integrated Mine Operations in practice

Supporting your maintenance routine with continuous improvement cycle

Problem

Considerable torque amplitude variation between motors installed on first and second stage of the screen.

Also detected torque amplitude difference between motors of similar vibrating screens at the same operational condition

Cause

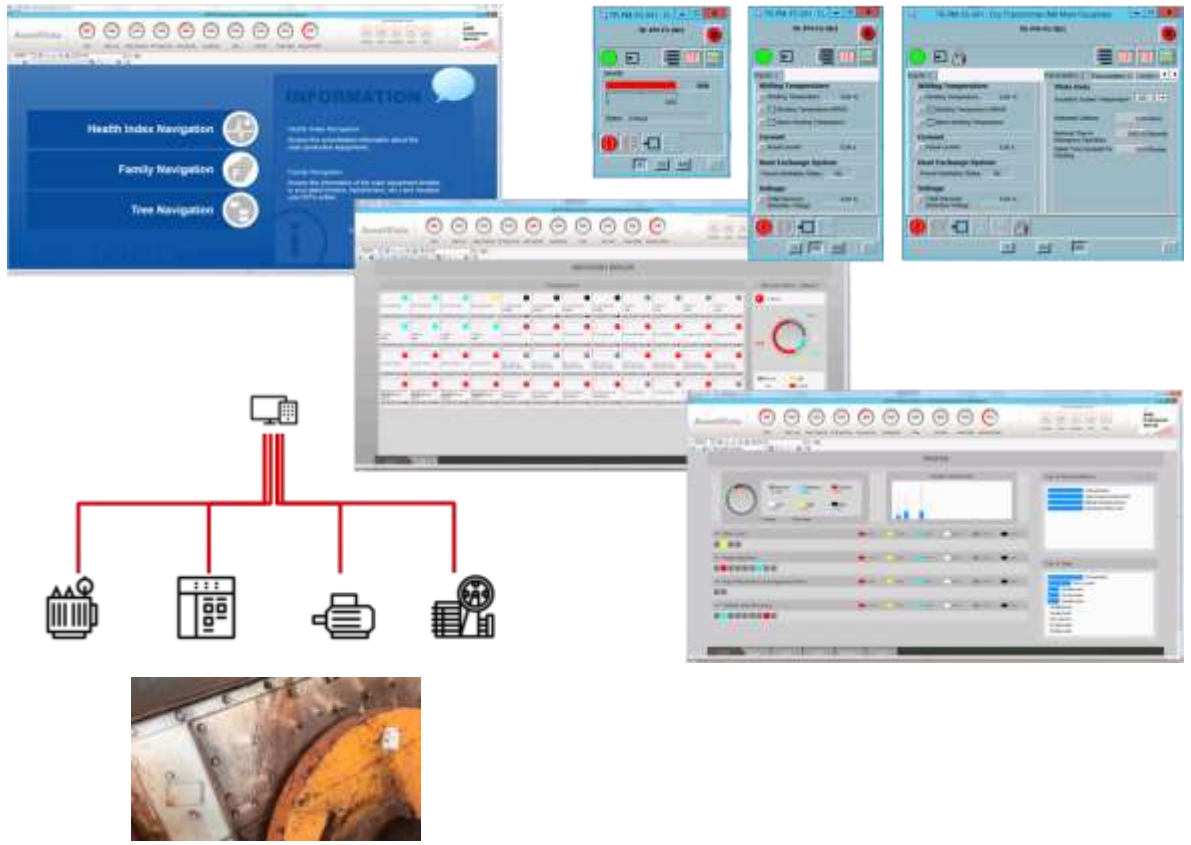
Failure of automatic lubrication system.

Cause of automatic lubrication system is still under investigation.

Consequences

Premature wear of bearings.

Life-cycle shortage



©ABB

Integrated Mine Operations in practice

Performance analytics per activity, shift, cycle

- Accurate and transparent production, quality and KPIs information available across the organization
- Integration of business processes with plant and quality information.
- Support standard working processes across operations
- Savings from optimized energy usage
- Support implementation of corporate programs to identify and replicate best practices.



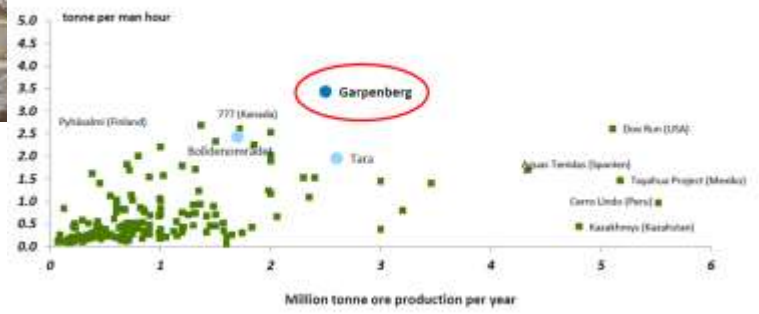
©ABB

Integrated Mine Operations in practice

One of the world's most efficient underground and open pit mine operations

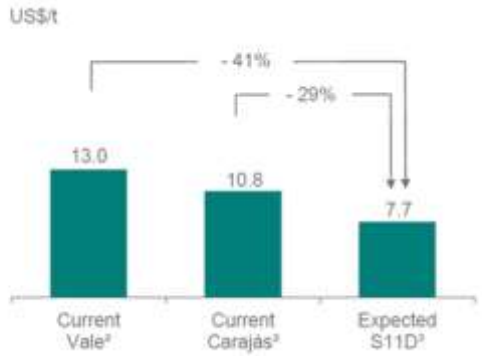
Boliden





Vale



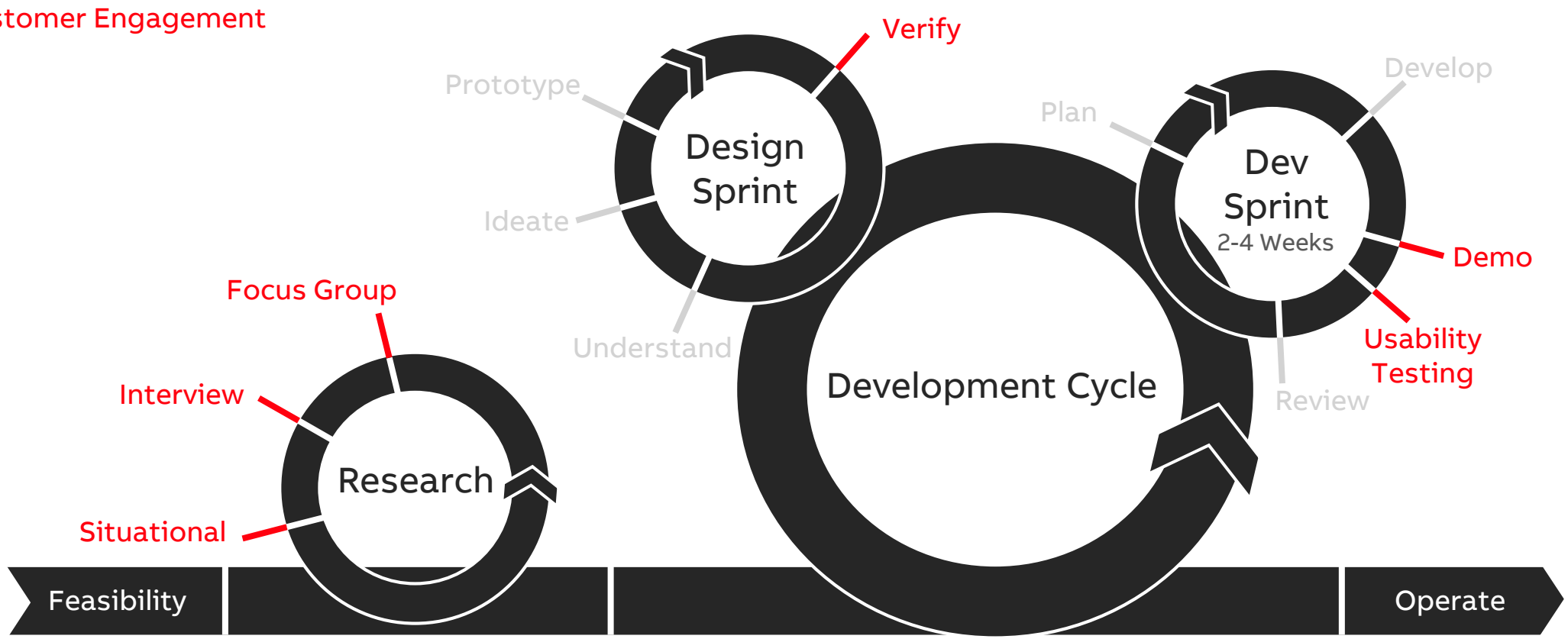


©ABB

How to start the digitalization journey?

ABB Ability Integrated Mine Operations

Agile implementation process



©ABB

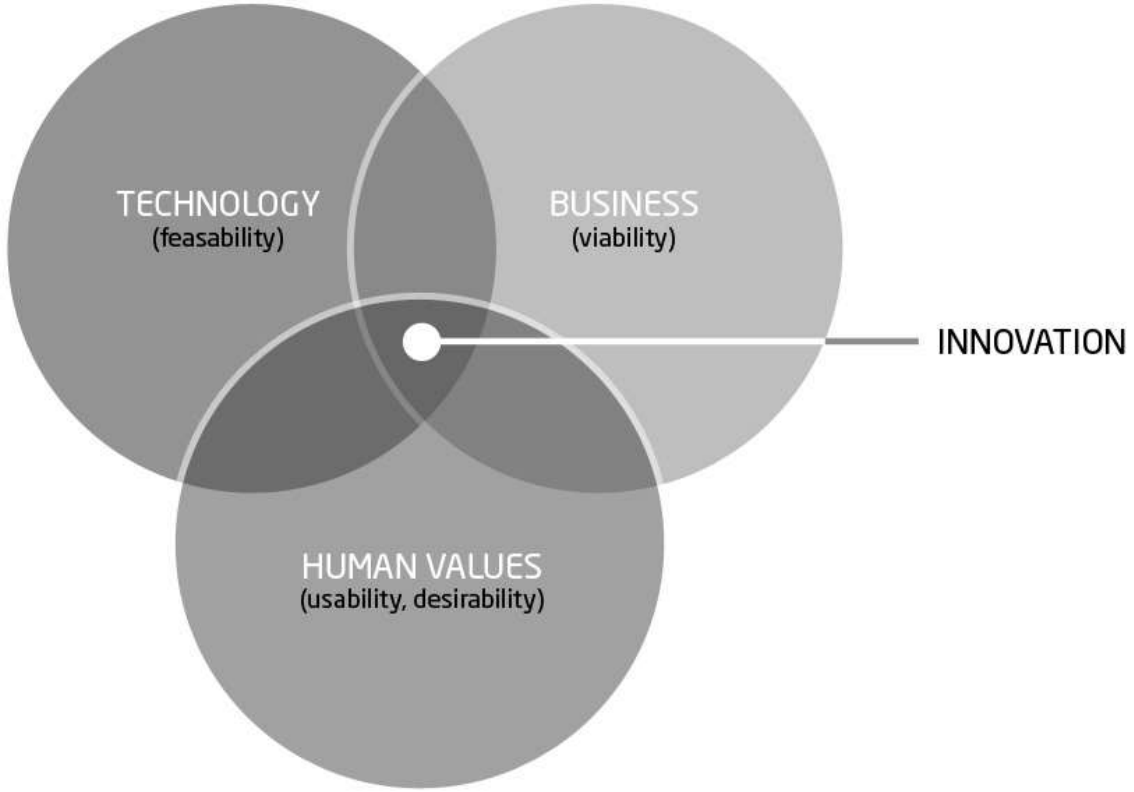
ABB Ability Integrated Mine Operations

Summary

Outcomes

ABB Ability™ new technologies solutions combined with customer process expertise will enable us to be part of daily mine operations and make better decisions together.

- Improve visibility for the mine operator, simplify the work of the underground operations department and enable multiple stakeholder groups to make informed decisions.
- Maximize equipment utilization to maximize production and productivity with the same assets



©ABB
 Source: HPI School of Design Thinking



Zastosowanie obudowy łukowo-prostej kluczem do zwiększenia postępu eksploatowanej ściany – na przykładzie KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" Ruch „Jastrzębie"

Mieczysław Lubryka
SRK SA oddz. KWK „Jas-Mos"

Tomasz Chiliński, Artur Słomian
KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" Ruch „Jastrzębie"

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

SŁOWA KLUCZOWE: Postęp, koszty, bezpieczeństwo.

W kopalniach węgla kamiennego chodniki przyścianowe tradycyjnie wykonywane są w odrzwiach obudowy ŁP które są modyfikowane przez zwiększenie liczby elementów łukowych, zmianę rozmieszczenia łuków na obrysie, zmienne długości zakładek i inne elementy. Duża liczba rodzajów odrzwi oraz ich rozmiarów świadczy o stałym poszukiwaniu rozwiązań konstrukcyjnych obudów dostosowanych do: warunków geologicznych i hydrogeologicznych lokalizacji wyrobiska, warunków górniczych, wymagań w zakresie funkcjonalności wyrobiska, możliwości technologicznych, wymagań bezpieczeństwa i trwałość konstrukcji.

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

Konieczność wykonywania tych czynności , w znacznej mierze wynika z kształtu obudowy ŁP, w której drążone są wyrobiska przyścianowe. Wyeliminowanie, lub znaczne ograniczenie tych czynność, możliwe jest, przy prowadzeniu liniowych sekcji obudowy zmechanizowanej

w chodnikach przyścianowych. Dla takiego prowadzenia eksploatacji ściany, kształt chodników przyścianowych powinien być zbliżony do obudowy prostokątnej.

W KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" w 2014 r. podjęto próbę opracowania kompleksowego rozwiązania technologicznego w celu zwiększenia postępu eksploatowanej ściany.

Zostały zaprojektowane chodniki przyścianowe oraz rozcinka ściany 29 w pokł. 510/1 partia C3 w obudowie ŁProJ (Rys. 2. oznaczene kolorem czerwonym) oraz ŁP.

Pokład 510/1 znajduje się w północnej części partii C3 i wykazuje miąższość od 3,0 do 4,7 m. Opisywany rejon znajduje się pomiędzy uskokiem centralnym h ~ 140 m na zachodzie, a uskokiem o zrzucie rosnącym w kierunku północnym od 10m do 85 m na wschodzie. Oprócz wymienionych wyżej głównych zaburzeń, w partii występuje także szereg uskoków o mniejszym zasięgu i zrzutach od 0,2 m do 6,0 m. Warstwy zapadają w kierunku północnym. Kąty upadu warstw w tym rejonie wynoszą 3° – 20°/N, NW i NE. Średnia wytrzymałość na ściskanie R_C pokładu 510/1 w partii C3 wynosi od 6,2 MPa do 9,4 MPa, tj. pokład nieskłonny do tąpań. Strop bezpośredni pokładu stanowi iłowiec zapiaszczony lub mułowiec o miąższości od 0,0 do 7,0 m. W wymienionym łupku występują warstewki węgla.

Powyżej pokładu 510/1 w partii C3, występują krawędzie eksploatacyjne pokładu:

- 505/1łd-505/2 i 505/2, który zalega około 100m nad pokładem 510/1,
- 505/1łg, który zalega około 120m nad pokładem 510/1,
- 503/1-2, który zalega około 180m nad pokładem 510/1,
- 502/1, który zalega około 210m nad pokładem 510/1.

Lokalnie bezpośrednio w stropie zalega piaskowiec, który powoduje częściowe wymycia i ścienienia pokładu.Strop zasadniczy stanowi kompleks warstw piaskowca i zlepieńca, około 80-metrowej miąższości, w którym płatami zalega pozabilansowy pokład 506/1. Powyżej zalegają pokłady wiązki 505 (505/1łg – 505/2) i pokład 503/1-2 otoczone iłowcami zapiaszczonymi,mułowcami i około 7-8 m warstwami piaskowca, aż do pokładu 502/1.

W spągu pokładu występuje iłowiec oraz mułowiec o miąższości 1,5 - 5,0 m, a poniżej lokalnie pokład 510/2łg, którego miąższość wynosi ~0,5 m oraz mułowieci piaskowiec.

Parametry wytrzymałościowe skał

Rodzaj skały	Wytrzymałość na ściskanie Rc w MPa
łupek ilasty	18,5–49,3
łupek piaszczysty	60,6
piaskowiec	62,4–108,7

Charakterystyka zagrożeń naturalnych

Rodzaj zagrożenia	Opis zagrożenia
metanowe	IV kategorii zagrożenia metanowego
wybuchem pyłu węglowego	klasy B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego
wodne	I-go stopnia zagrożenia wodnego
wyrzutami metanu i skał.	nie jest zagrożony wyrzutami metanu i skał.
tąpaniami	do I stopnia zagrożenia tąpaniami

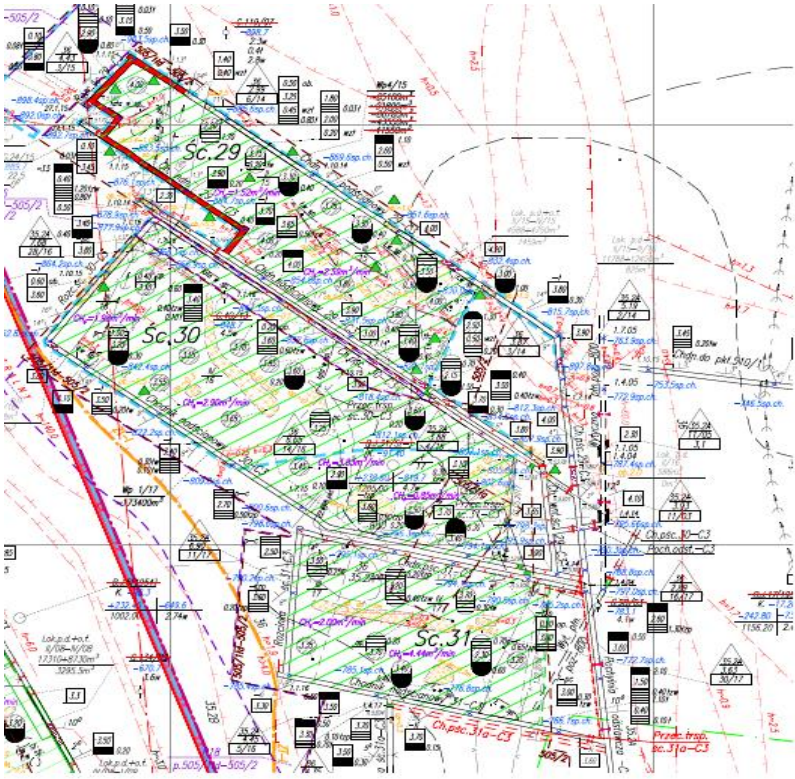
Ściana 29 prowadzona była systemem zawałowym, podłużnym, z wysokością do 2,8 m i wybiegu około 500 m. Długość frontu ściany 29 ze względu na występujące w ścianie uskoki wynosiła kolejno:

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

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

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

– zabudową podciągów na skrzyżowaniu ściana-chodniki przyścianowe,
– brak odcinków ściany z obudową indywidualną,
– wzmacnianiem obudowy chodnikowej przed frontem ściany poprzez zabudowę stojaków stalowych,
– wzmacnianiem naroży ścian klejami chemicznymi.

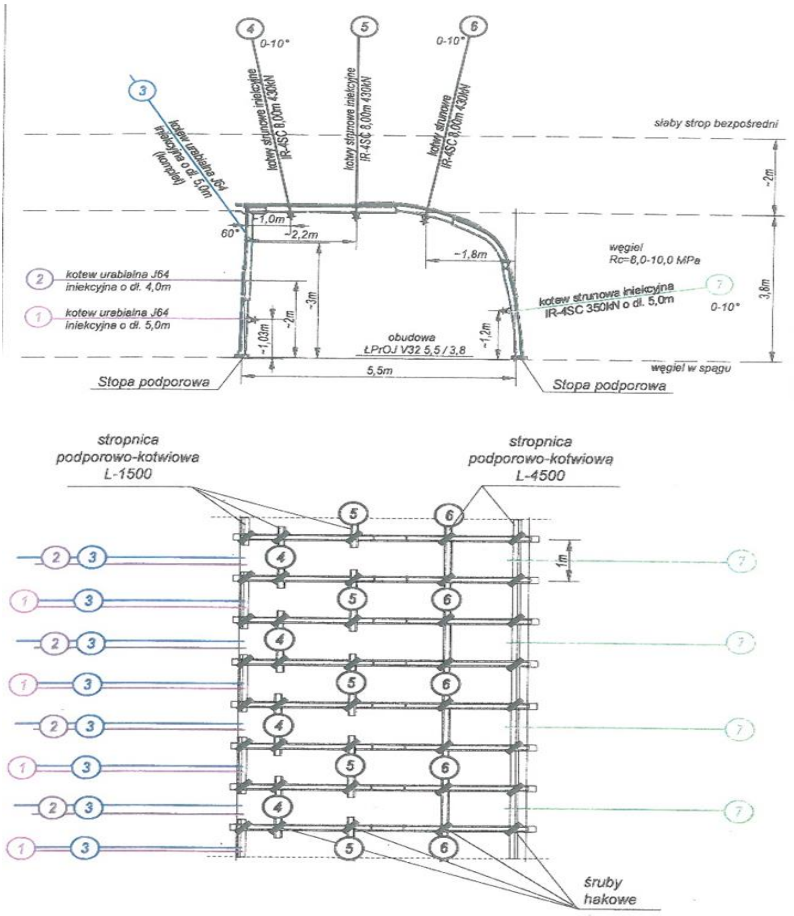


Rys. 1. Mapa rejonu ściany 29 w pokł.510/1 partia C3
Fig. 1. The map of the longwall's no. 29 area in 510/1 bed of C3 section

Wyrobiska przyścianowe ściany 29 wykonano w obudowie ŁProJ z kształtownika V32 typ 5,5/3,8, w miejsce początkowo projektowanej standardowej obudowy ŁP z kształtownika V32 typ 10.

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

Sposób wzmocnienia chodników przyścianowych w rejonie ściany 29, nie ograniczało postępu przodka. Przykotwienie stropnic obudowy chodnikowej chodników przyścianowych oraz rozcinki, prowadzono na bieżąco po każdej zabudowie stropnicy minimum jedną kotwą nr 4 lub 5 (rys. 2.) wraz z zabudowa stropnic podporowo-kotwiową L-1500. Pozostałe kotwienie obudowy chodnikowej prowadzono bezpośrednio za kombajnem w odległości 20-30 m od czoła przodka.



Rys. 2. Schemat wzmocnienia obudowy ŁProJ V32 5,5/3,8
Fig. 2. The outline of the housing's reinforcement



Rys. 3. Sposób wzmocnienia chodników przyścianowych w rejonie ściany 29
Fig. 3. The photo of the housing's reinforcement of the galleries in the longwall's no. 29 area



Rys. 4. Zdjęcie ogólne chodnika przyścianowego w obudowie ŁPrOJ
Fig. 4. The photo of the gallery in housing

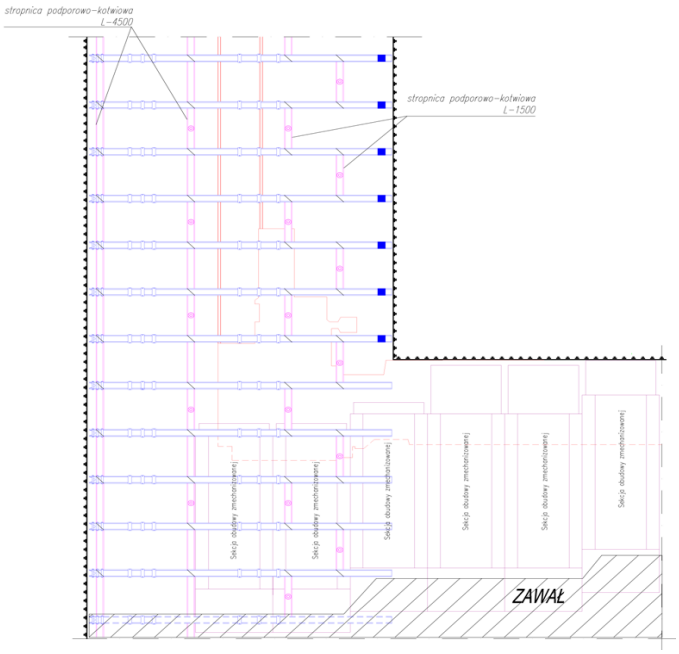


Rys. 5. Zdjęcie ogólne skrzyżowania (załamania) chodnika przyścianowego w obudowie ŁPrOJ
Fig. 5. The photo of the bend of the gallery in housing

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

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

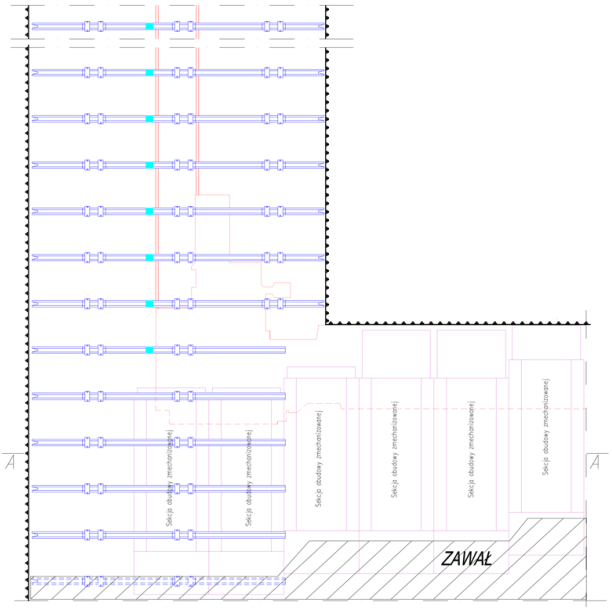
Powyższe rozwiązanie technologiczne pozwala na zmniejszenie pracochłonności w trakcie eksploatacji ściany.



Rys. 6. Sposób zabudowy skrzyżowania śc.29 z chod.podśc.29-C3 w obudowie ŁPrOJ
Fig. 6. The way of development the intersection of the longwall no. 29 with the 29-C3 gallery in housing



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



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



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

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

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

LITERATURA:

[1] Polus M.: Projekt obudowy kotwiowo-podporowej chodnika podścianowego 29-C3 w pokładzie 510/1.
[2] Polus M.: Projekt obudowy kotwiowo-podporowej chodnika nadścianowego 29-C3 w pokładzie 510/1.
[3] Polus M.: Projekt obudowy kotwiowo-podporowej rozcinki ściany 29-C3 w pokładzie 510/1.
[4] Głuch P.: Projekt kotwienia wzmacniającego obudowę podporową w chodnikach przyścianowych ściany 2-Z2 w pokładzie 510/2łd, w warunkach geologiczno-górniczych JSW S.A. KWK „JASMOS".
[5] „Geomechanika z podstawami ochrony środowiska górniczego i powierzchni terenu" autorstwa Mirosława Chudka – Wydawnictwo Politechniki Śląskiej.
[6] Rułka K. + zespół: Uproszczone zasady doboru obudowy odrzwiowej wyrobisk korytarzowych w zakładach wydobywających węgiel kamienny" GIG, seria instrukcje nr 15, Katowice 2001.
[7] „Obudowa górnicza. Zasady projektowania i doboru obudowy wyrobisk korytarzowych w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny" – Politechnika Śląska, Instytut Eksploatacji Złóż – Gliwice 2000.

THE USE OF STRAIGHT AND ARC SUPORTS IN ORDER TO INCREASE THE PROGRES OF EXSPLOITED LONGWALL – ON THE EXAMPLE KWK „BORYNIA-ZOFIÓWKA-JASTRZĘBIE" „JASTRZĘBIE" DIVISION

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

KEY WORDS: Progress, costs, safety

ZASTOSOWANIE OBUDOWY ŁUKOWO-PROSTEJ KLUCZEM DO ZWIĘKSZENIA POSTĘPU EKSPLOATOWANEJ ŚCIANY – NA PRZYKŁADZIE W KWK „BORYNIA-ZOFIÓWKA-JASTRZĘBIE” RUCH „JASTRZEBIE”

Mieczysław Lubryka
SRK SA oddz. KWK „Jas-Mos”
Tomasz Chiliński
Artur Słomian
KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch „Jastrzębie”

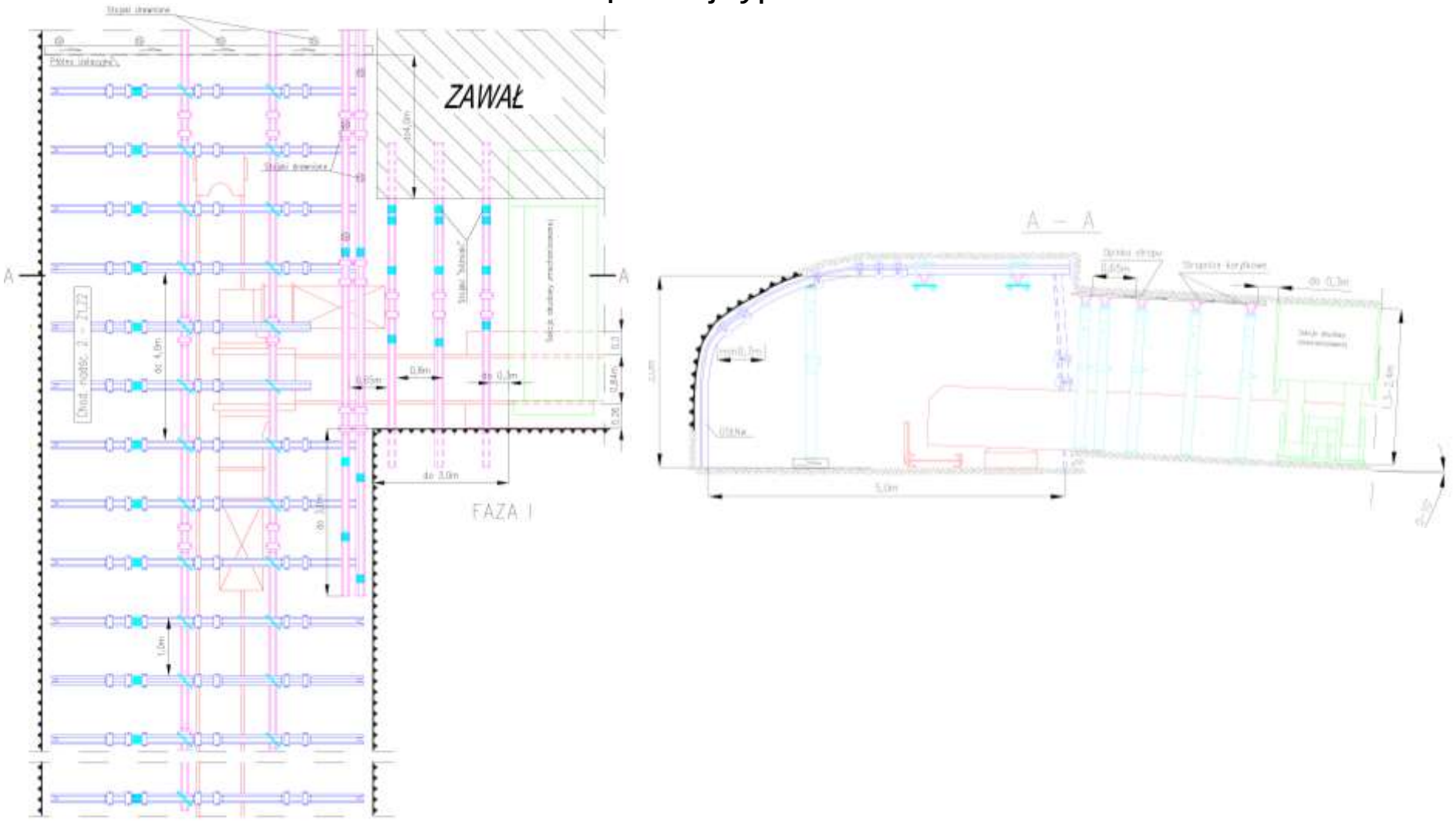


Historia

Pierwsze próby wykorzystania obudowy łukowo-prostej w chodnikach przyścianowych, podjęto w KWK „Jas-Mos” w ścianie 2 w pokładzie 510/2 łd i 510/2 w partii Z1,Z2, którą uruchomiono w grudniu 2009r., gdzie wykonano próbny odcinek w/w obudowy w chodniku podścianowym na odcinku 80m.

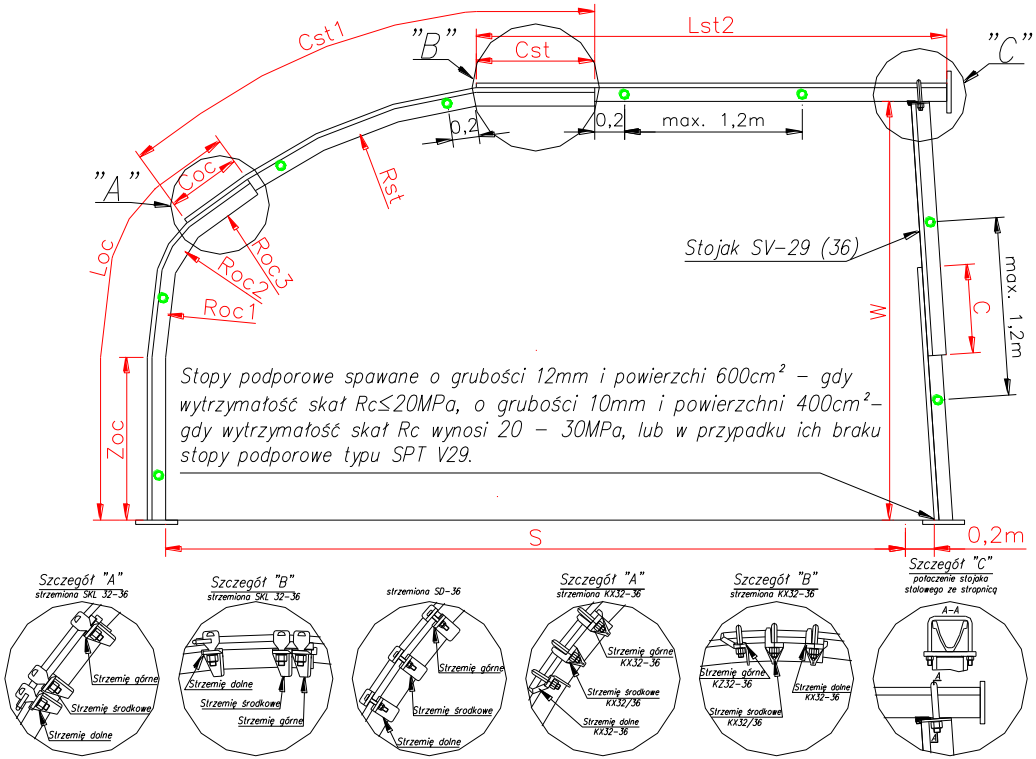
Historia

Rysunek skrzyżowania śc.2 z chodnikiem przyścianowym w obudowie łukowo-prostej typu OSŁNw



Historia

Obudowa chodnikowa OSŁNw



o –rozpory stalowe wieloelementowe zabudowane we wzajemnej odległości nie większej niż 1,2m.

Odrzwia	F [m²]	S [mm]	W [mm]	Coc [mm]	Cst [mm]	C [mm]	Roc1 [mm]	Roc2 [mm]	Roc3 [mm]	Rst [mm]	Loc [mm]	Lst1 [mm]	Lst2 [mm]	Masa [kg]	Moment dokręcenia złącz
OŁSNw-5.0/3.0-V36	14,1	5000	3000	500	800	600	2500	500	4000	3300	2600	3150	3190	490	450 Nm

Doświadczenia kopalni po zastosowaniu obudowy łukowo-prostej OSŁNw:

1. Obudowa wymaga dodatkowego kotwienia z uwagi na niską podporność,
2. Profil obudowy chodnikowej nie dostosowany do współpracy z sekcją obudowy zmechanizowanej,
3. Połączenie stropnicy ze stojakiem SV, wymaga dodatkowego wzmocnienia oraz potrzebę zabudowy stojaka SV „na kontrę”

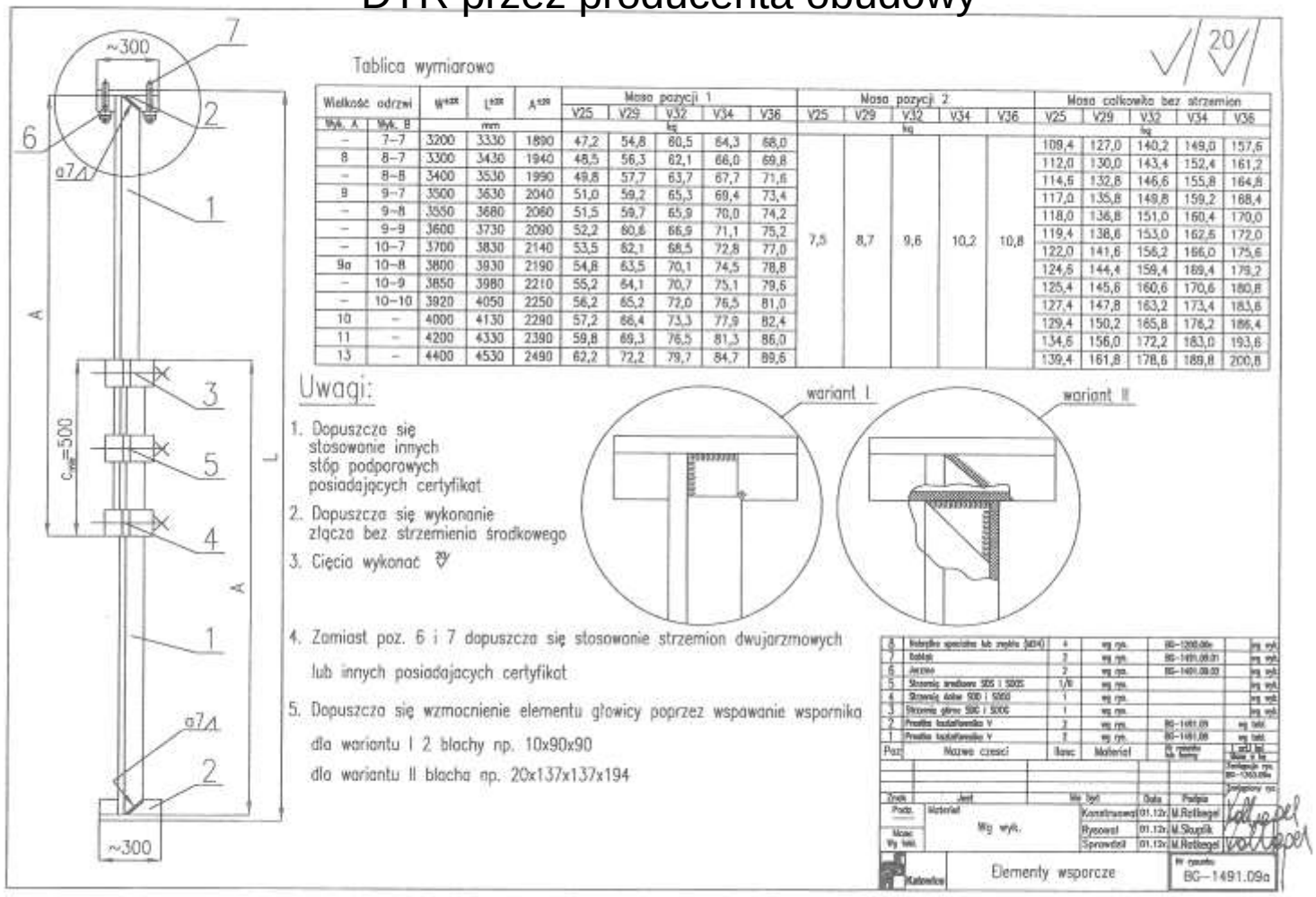
Historia



Historia



Wzmocnienie głowicy stojaka SV wprowadzone do DTR przez producenta obudowy



Tablica wymiarowa

Wielkość odrzwi		W±2%	L±2%	A±2%	Masa pozycji 1					Masa pozycji 2					Masa całkowita bez strzemion				
					V25	V29	V32	V34	V36	V25	V29	V32	V34	V36	V25	V29	V32	V34	V36
Wyk. A	Wyk. B	mm			kg					kg					kg				
–	7–7	3200	3330	1890	47,2	54,8	60,5	64,3	68,0	7,5	8,7	9,6	10,2	10,8	109,4	127,0	140,2	149,0	157,6
8	8–7	3300	3430	1940	48,5	56,3	62,1	66,0	69,8						112,0	130,0	143,4	152,4	161,2
–	8–8	3400	3530	1990	49,8	57,7	63,7	67,7	71,6						114,6	132,8	146,6	155,8	164,8
9	9–7	3500	3630	2040	51,0	59,2	65,3	69,4	73,4						117,0	135,8	149,8	159,2	168,4
–	9–8	3550	3680	2060	51,5	59,7	65,9	70,0	74,2						118,0	136,8	151,0	160,4	170,0
–	9–9	3600	3730	2090	52,2	60,6	66,9	71,1	75,2						119,4	138,6	153,0	162,6	172,0
–	10–7	3700	3830	2140	53,5	62,1	68,5	72,8	77,0						122,0	141,6	156,2	166,0	175,6
9a	10–8	3800	3930	2190	54,8	63,5	70,1	74,5	78,8						124,6	144,4	159,4	169,4	179,2
–	10–9	3850	3980	2210	55,2	64,1	70,7	75,1	79,6						125,4	145,6	160,6	170,6	180,8
–	10–10	3920	4050	2250	56,2	65,2	72,0	76,5	81,0						127,4	147,8	163,2	173,4	183,6
10	–	4000	4130	2290	57,2	66,4	73,3	77,9	82,4						129,4	150,2	165,8	176,2	186,4
11	–	4200	4330	2390	59,8	69,3	76,5	81,3	86,0						134,6	156,0	172,2	183,0	193,6
13	–	4400	4530	2490	62,2	72,2	79,7	84,7	89,6						139,4	161,8	178,6	189,8	200,8

Uwagi:

1. Dopuszcza się stosowanie innych stóp podporowych posiadających certyfikat
2. Dopuszcza się wykonanie złącza bez strzemienia środkowego
3. Cięcia wykonać 20
4. Zamiast poz. 6 i 7 dopuszcza się stosowanie strzemion dwujarzmowych lub innych posiadajacych certyfikat
5. Dopuszcza się wzmocnienie elementu głowicy poprzez wspawanie wspornika dla wariantu I 2 blachy np. 10x90x90 dla wariantu II blacha np. 20x137x137x194

Poz.	Nazwa części	Ilość	Materiał		
8	Nakrętka specjalna lub zwykła (M24)	4	wg rys.	BG-1200.00e	wg wyk.
7	Kabłąk	2	wg rys.	BG-1491.09.01	wg wyk.
6	Jarzmo	2	wg rys.	BG-1491.09.02	wg wyk.
5	Strzemię środkowe SDS i SDOS	1/6	wg rys.		wg wyk.
4	Strzemię dolne SDD i SDOD	1	wg rys.		wg wyk.
3	Strzemię górne SDG i SDOG	1	wg rys.		wg wyk.
2	Prostka kształtownika V	2	wg rys.	BG-1491.09	wg tabl.
1	Prostka kształtownika V	2	wg rys.	BG-1491.09	wg tabl.

Zmiany rys. BG-1363.09a

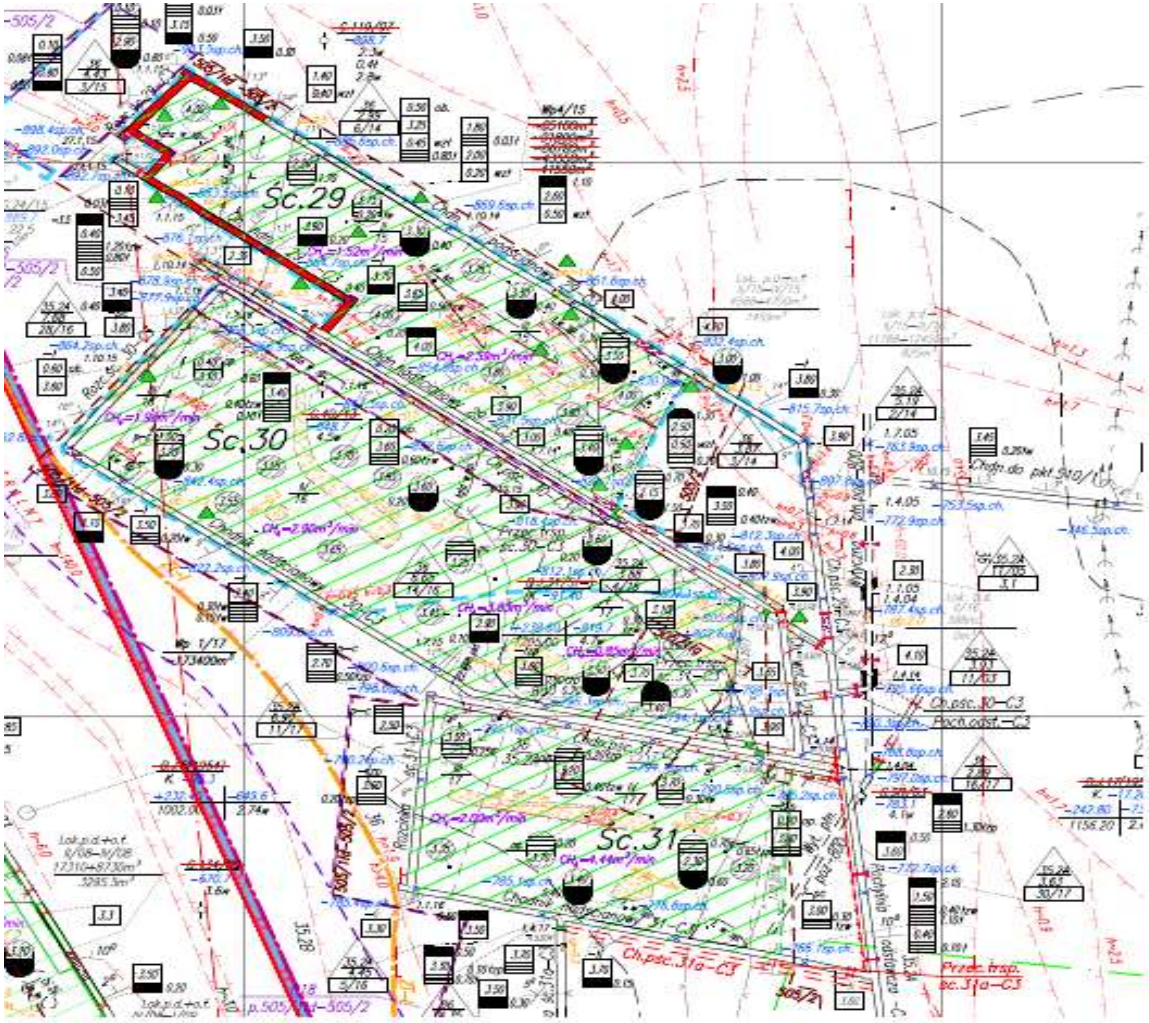
Znak	Jest	Nie był	Data	Podpis

Podp. | Materiał: Wg wyk. | Konstruował 01.12r. M.Rotkegel | Rysował 01.12r. M.Skupik | Sprawdził 01.12r. M.Rotkegel

Masa Wg tabl.

Katowice | Elementy wsporcze | Nr rysunku BG-1491.09a

Ściana 29 pokł.510/1 partia C3



Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Wybieg całkowity	470m
Długość	60 - 128m
Wysokość	2,6 - 4,0m
Miąższość pokładu	3,0 - 4,7m

Kombajn	KSW 1140 EZ
Obudowa zmechanizowana liniowa	JZR-17/41-POz,
Obudowa zmechanizowana chodnikowa	FAZOS-JZR-18,5/32,5/04-2x1960
Przenośnik ścianowy	RYBNIK-850
Przenośnik podścianowy	Azis-1200
Kruszarka kęsów	KDBW 800-1200

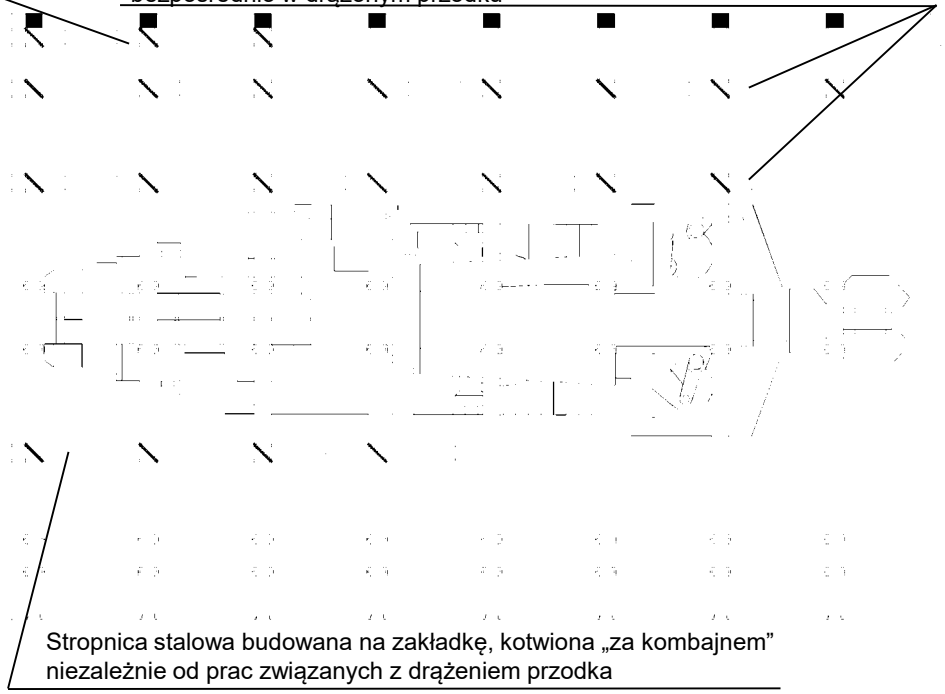
Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Wyrobiska przyścianowe ściany 29 wykonano w obudowie ŁPrOJ z kształtownika V32 typ 5,5/3,8, w miejsce początkowo projektowanej standardowej obudowy ŁP z kształtownika V32 typ 10.
Zastosowanie podziałki 1,0m dla obudowy ŁPrOJ, wymagało dodatkowego jej wzmocnienia, poprzez zabudowę podciągów stalowych wraz z ich przykotwieniem do górotworu kotwami stalowymi oraz wzmacniania ociosu węglowego klejami.
Na etapie drążenia, całkowity koszt wykonania 1 metra chodnika w obudowie stalowej łukowo-prostej ŁPrOj jest wyższy o **5290zł/mb** od wykonania chodnika bez kotwienia w obudowie stalowej łukowej ŁP (2360zł/mb robocizna + 2930zł/mb materiał).
Po odjęciu kosztów koniecznych do wykonania przy zastosowaniu tradycyjnej metody eksploatacji ściany, tj. wykonaniu dodatkowych wzmocnień w chodnikach przyścianowych, wzmocnieniu naroży chodników klejami chemicznymi, wyeliminowaniu odcinków ściany z obudową indywidualną, znacznemu ograniczeniu transportu do ściany i w ścianie stropnic i stojaków stalowych, stojaków drewnianych, kleju, materiału do wykonywania zawarć chodników itp., zmniejszeniu pracochłonności przy eksploatacji ściany itp., dodatkowe koszty związane z wzmocnieniem obudowy dla jednego chodnika wynoszą **1240zł/mb** chodnika.

Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

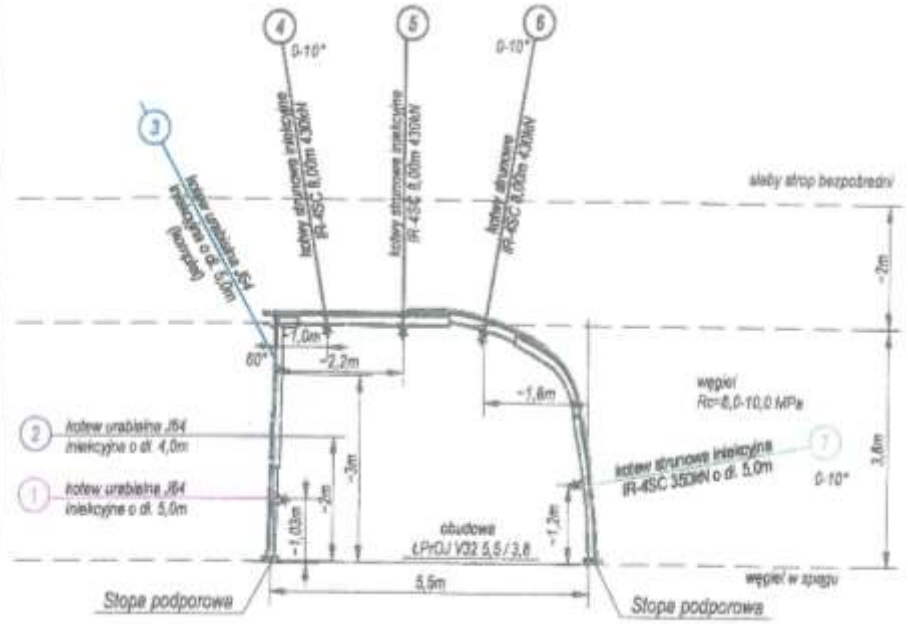
Sposób wzmocnienia chodników przyścianowych w rejonie ściany 29, nie ogranicza postępu przodka ze względu na zastosowanie orczyków o długości 1,5m, które umożliwiają zgodnie z projektem rzeczoznawcy kotwienie jednego pola w przodku chodnika, (pozostałe kotwienie prowadzone jest poza strefą kombajnu)





Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Sposób wzmocnienia chodników przyścianowych w rejonie ściany 29



Zdjęcie ociosu ścianowego



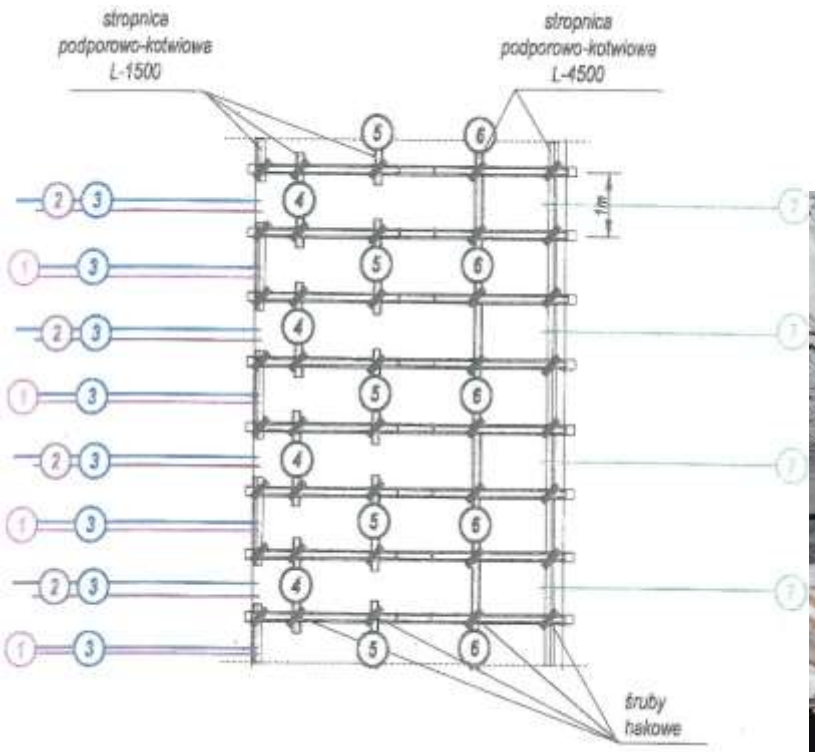
Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Sposób zabudowy 5m kotwy urabialnej J64 wzmacniającej naroże



Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Sposób wzmocnienia chodników przyścianowych w rejonie ściany 29



Zdjęcie wzmocnienia części stropowej



Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Zdjęcie ogólne chodnika przyścianowego w obudowie ŁPrOJ



Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Zdjęcie ogólne skrzyżowania (załamania) chodnika przyścianowego w obudowie ŁPrOJ



Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Skrzyżowanie ściana – chodnik przyścianowy w obudowie ŁPrOJ



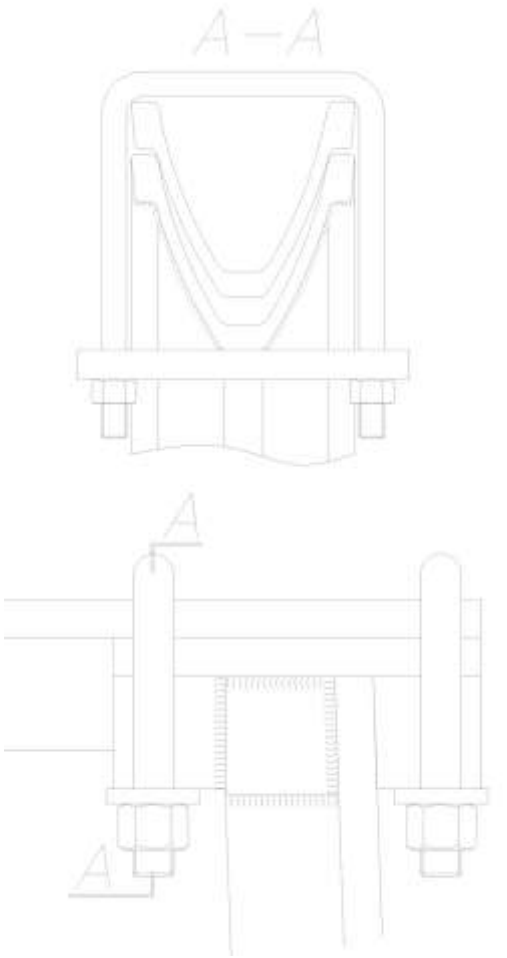
Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Skrzyżowanie ściana – chodnik przyścianowy w obudowie ŁPrOJ



Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Sposób łączenia stropnicy z stojakiem ociosowym typu „SV”





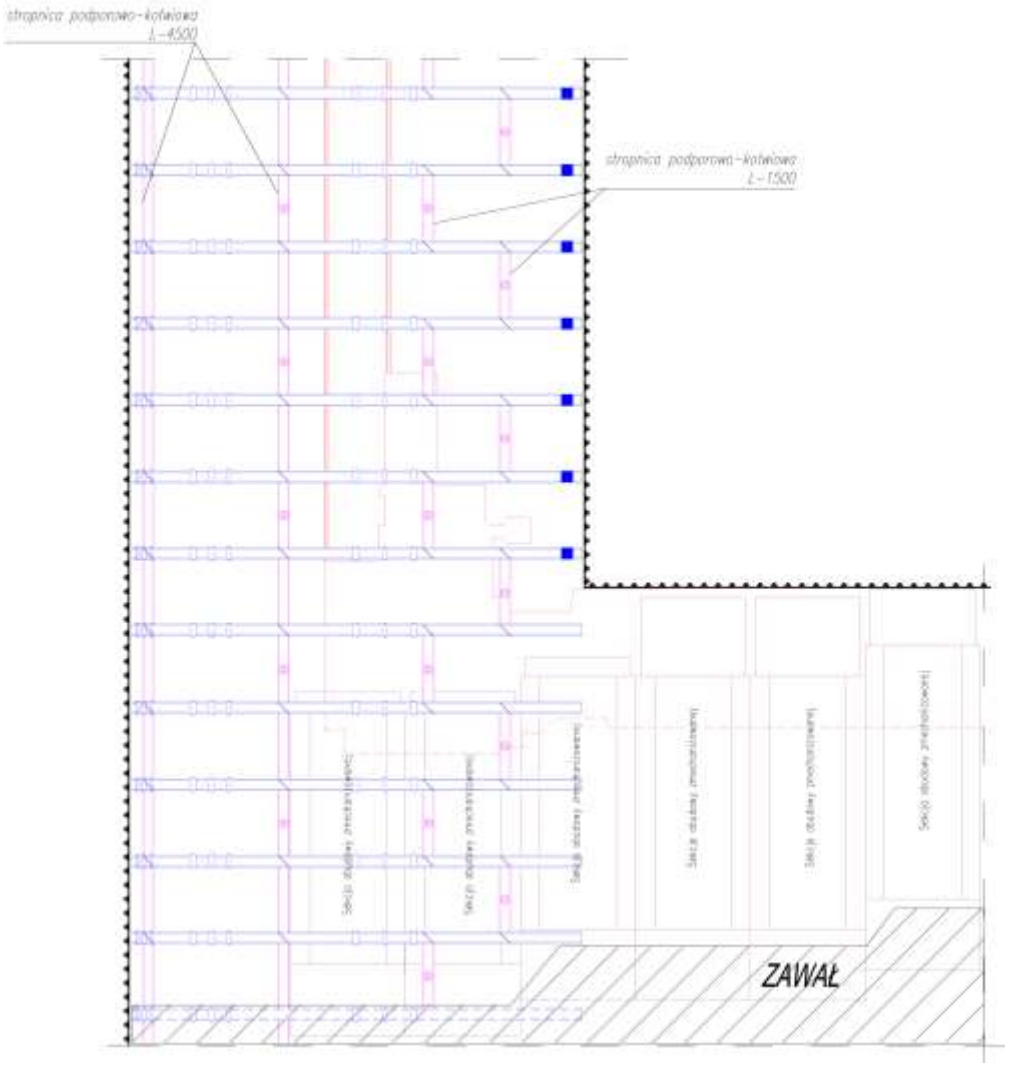
Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Dzięki wykonanym wzmocnieniom obudowy na etapie drążenia wyrobiska, podczas prowadzenia eksploatacji ściany wyeliminowane zostały czasochłonne roboty górnicze, związane z bezpiecznym prowadzeniem eksploatacji ściany, tj.:
- zabudową podciągów na skrzyżowaniu ściana-chodniki przyścianowe,
- brak odcinków ściany z obudową indywidualną,
- wzmacnianie obudowy chodnikowej przed frontem ściany poprzez zabudowę stojaków stalowych,
- wzmacnianie naroży ścian klejami chemicznymi,
- znaczne ograniczenie transportu (stojaki stalowe, stropnice stalowe, kleje chemiczne itp.).

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

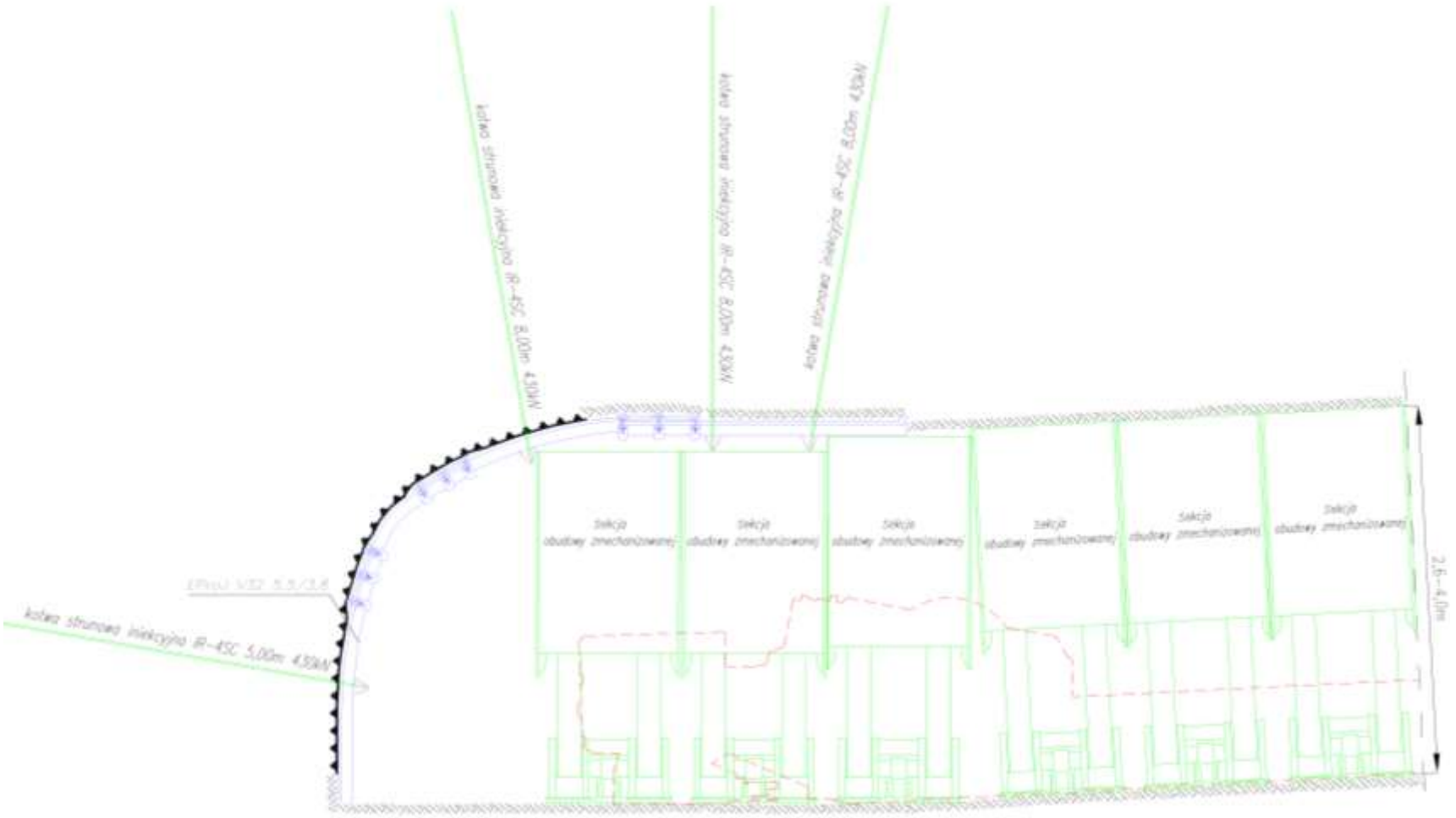
Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Sposób zabudowy skrzyżowania śc.29 z chod.podśc.29-C3 w obudowie ŁPrOJ



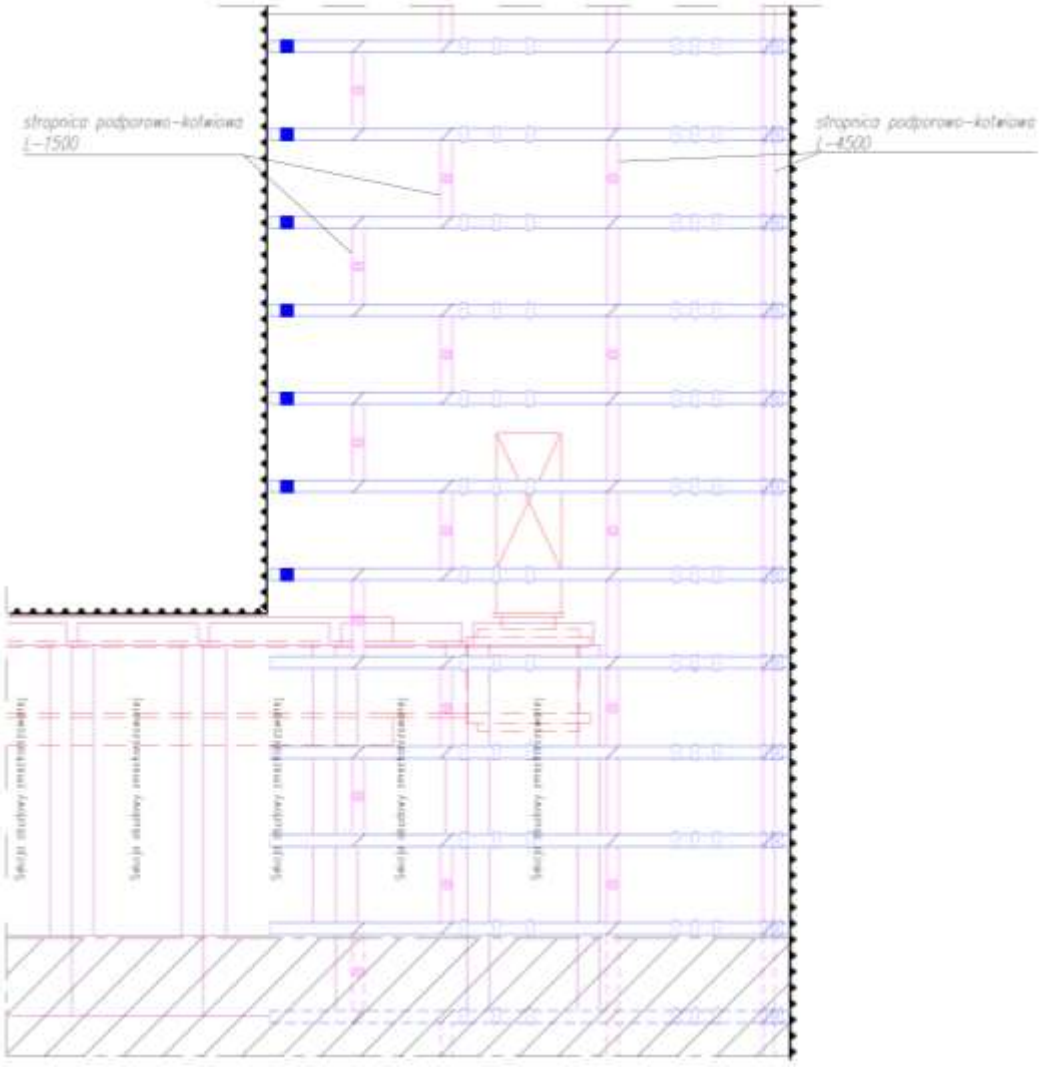
Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Sposób zabudowy skrzyżowania śc.29 z chod.podśc.29-C3 w obudowie ŁPrOJ



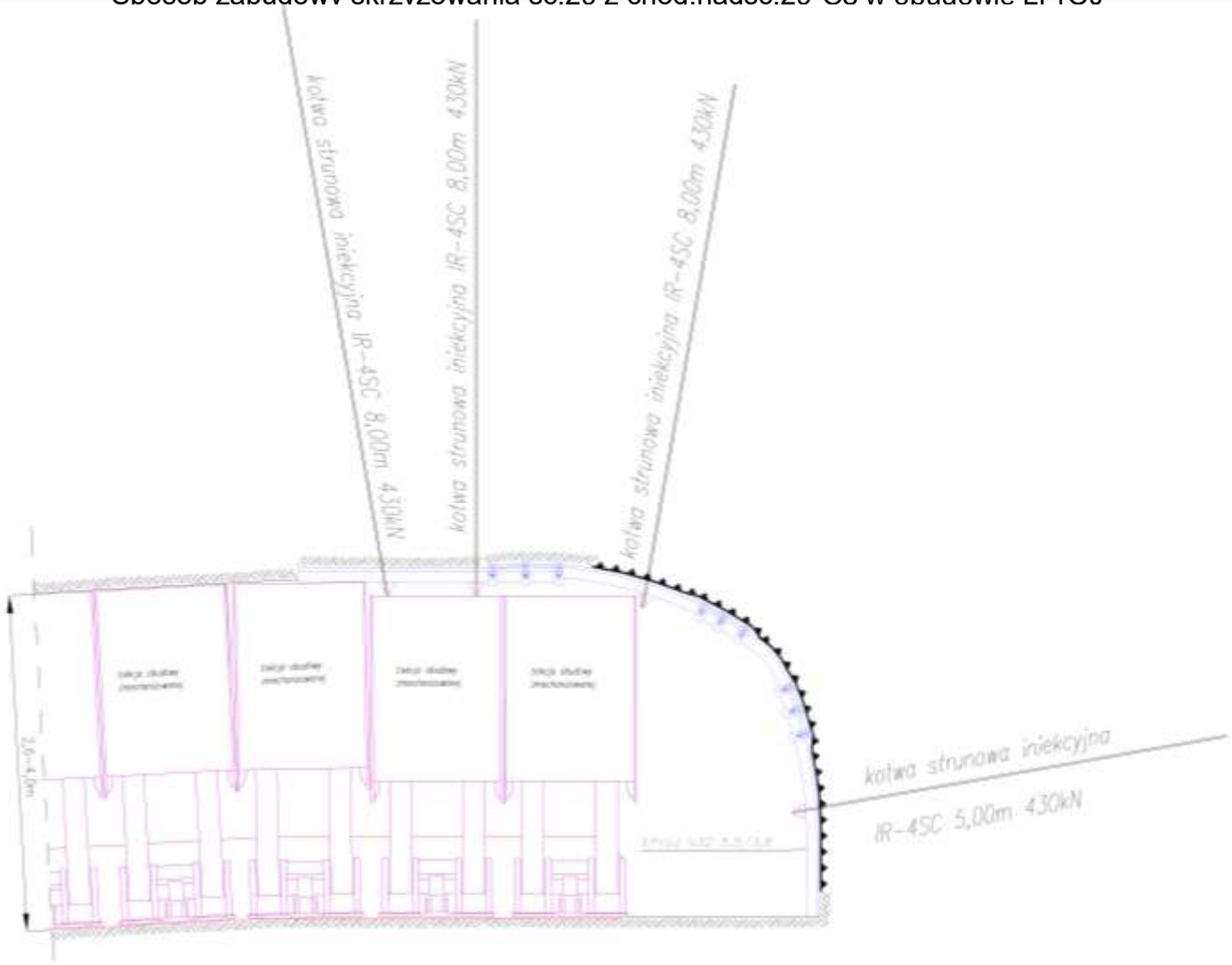
Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Sposób zabudowy skrzyżowania śc.29 z chod.nadśc.29-C3 w obudowie ŁPrOJ



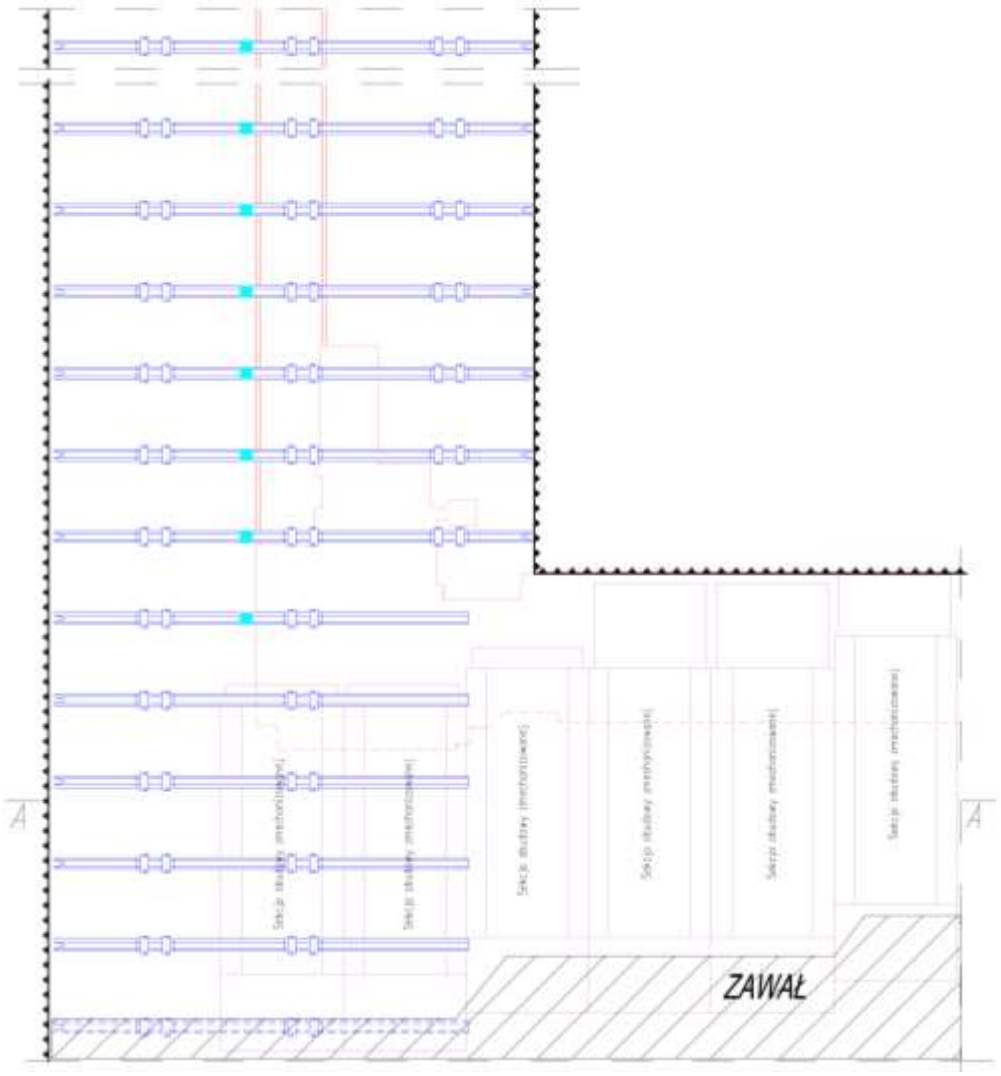
Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Sposób zabudowy skrzyżowania śc.29 z chod.nadśc.29-C3 w obudowie ŁPrOJ



Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Sposób zabudowy skrzyżowania śc.29 z chod.podśc.29-C3 w obudowie ŁP



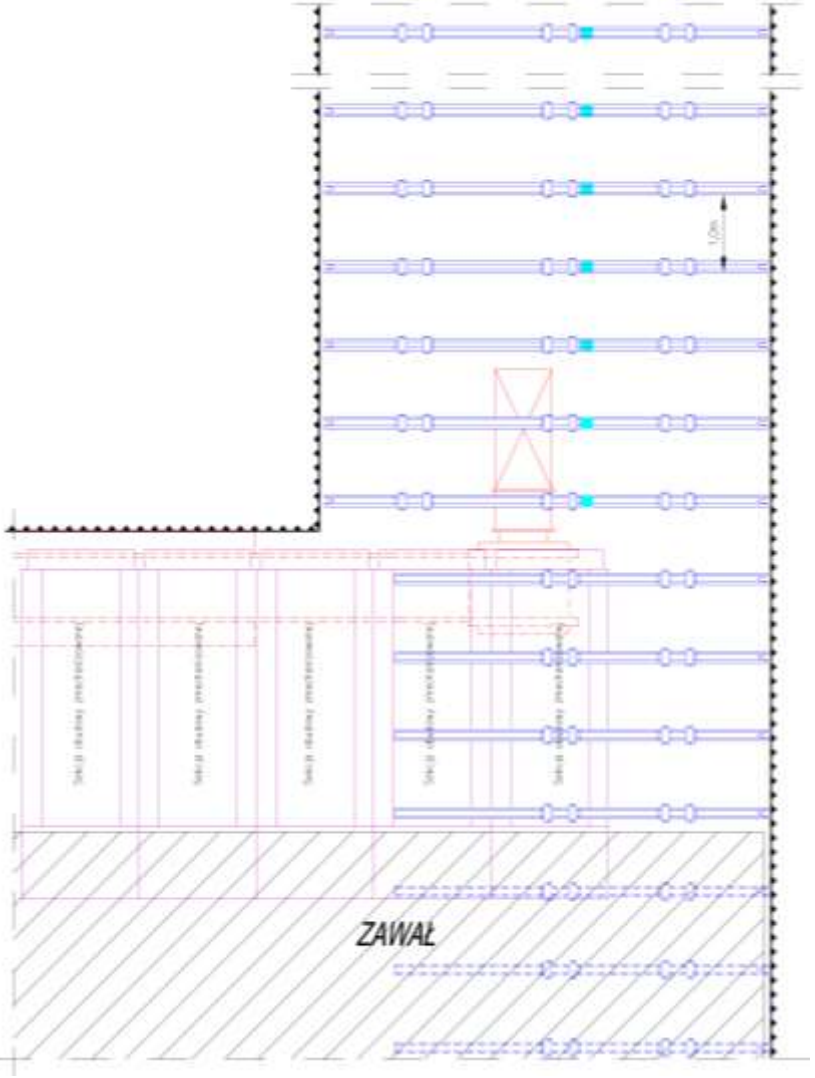
Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Sposób zabudowy skrzyżowania śc.29 z chod.podśc.29-C3 w obudowie ŁP



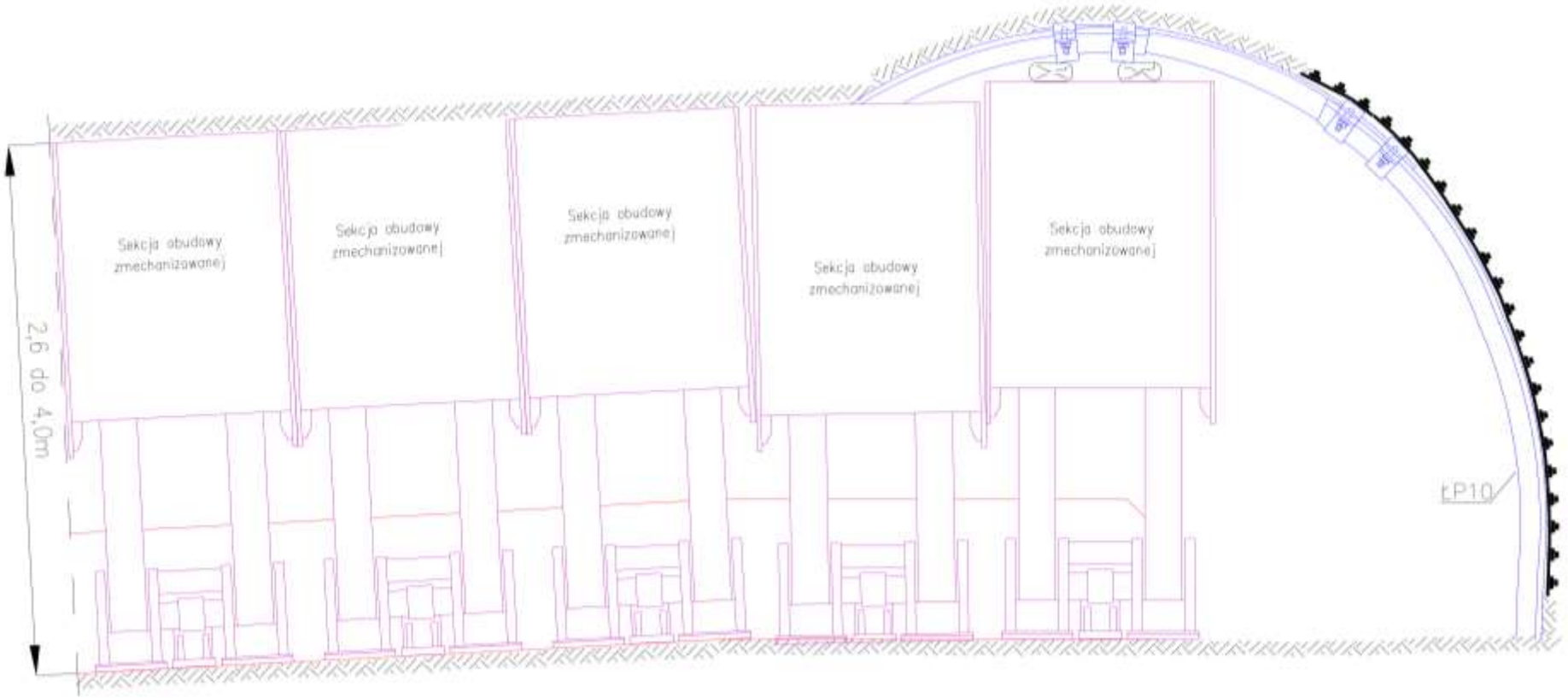
Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Sposób zabudowy skrzyżowania śc.29 z chod.nadśc.29-C3 w obudowie ŁP



Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Sposób zabudowy skrzyżowania śc.29 z chod.nadśc.29-C3 w obudowie ŁP



Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Dzięki zastosowaniu sekcji skrajnych w chodniku podścianowym śc.29 w pokł.510/1 możliwe jest zastosowanie urządzenia przesuwnego PAT-UPM-1 współpracującego z przenośnikiem podścianowym Azis 1200 i przenośnikiem ścianowym Rybnik 850 oraz przenośnikami taśmowymi z taśmą 1000mm i 1200mm. Dzięki takiej konfiguracji urządzeń możliwe jest wykonanie przekładki napędu przenośnika podścianowego tylko przez 2 pracowników tj. sekcyjnego - operatora sekcji skrajnych i operatora urządzenia PAT-UMP-1. Takie rozwiązanie pozwala ograniczyć czas czynności technologicznych związanych z przekładka PZS do niezbędnego minimum. Ponadto likwidacja chodników znajduje się w jednej linii z zawałem ściany. Nie zachodzi konieczność zabudowy dodatkowych przegród wentylacyjnych i innych urządzeń wentylacyjnych w chodnikach przyścianowych, co jest niezmiernie ważne z uwagi na profilaktykę przeciwpożarową. Powyższe rozwiązanie technologiczne oprócz poprawy bezpieczeństwa, ma również uzasadnienie ekonomiczne z uwagi na znaczne zmniejszenie robót związanych z zabezpieczeniem ściany przed pożarem.

Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

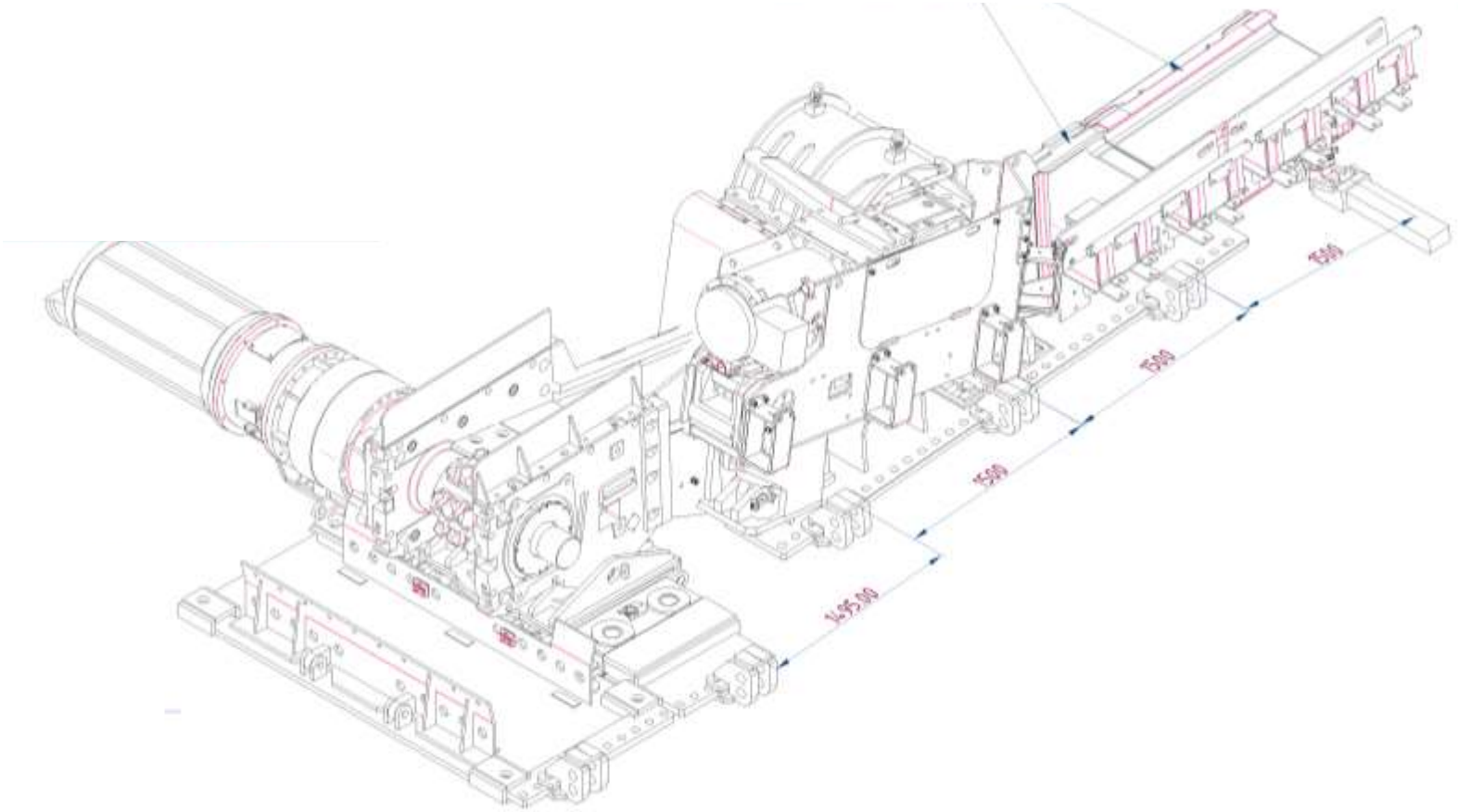
Układ najazdowy PAT-UPM-1





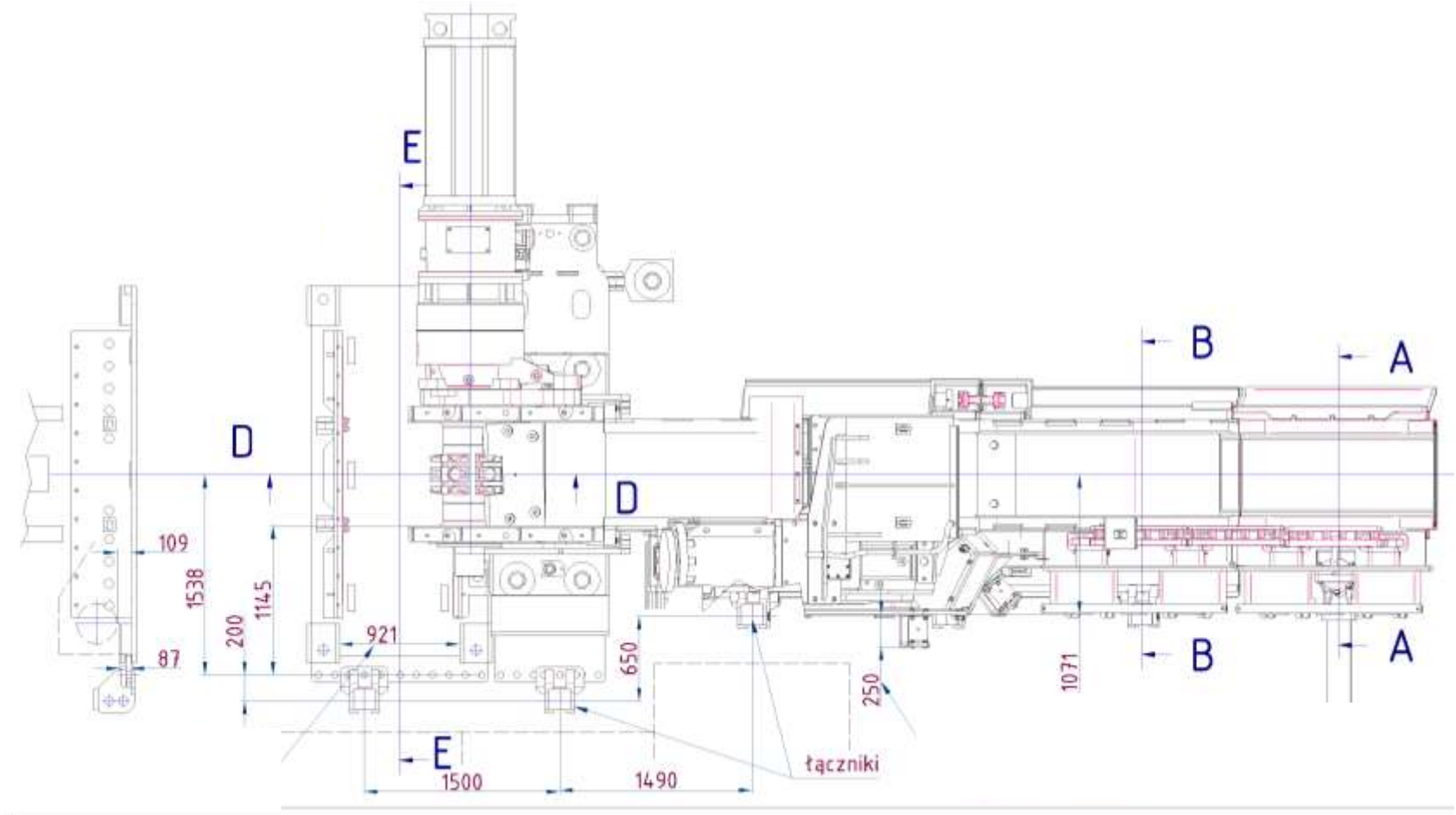
Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Strefa napędu wysypowego PZS



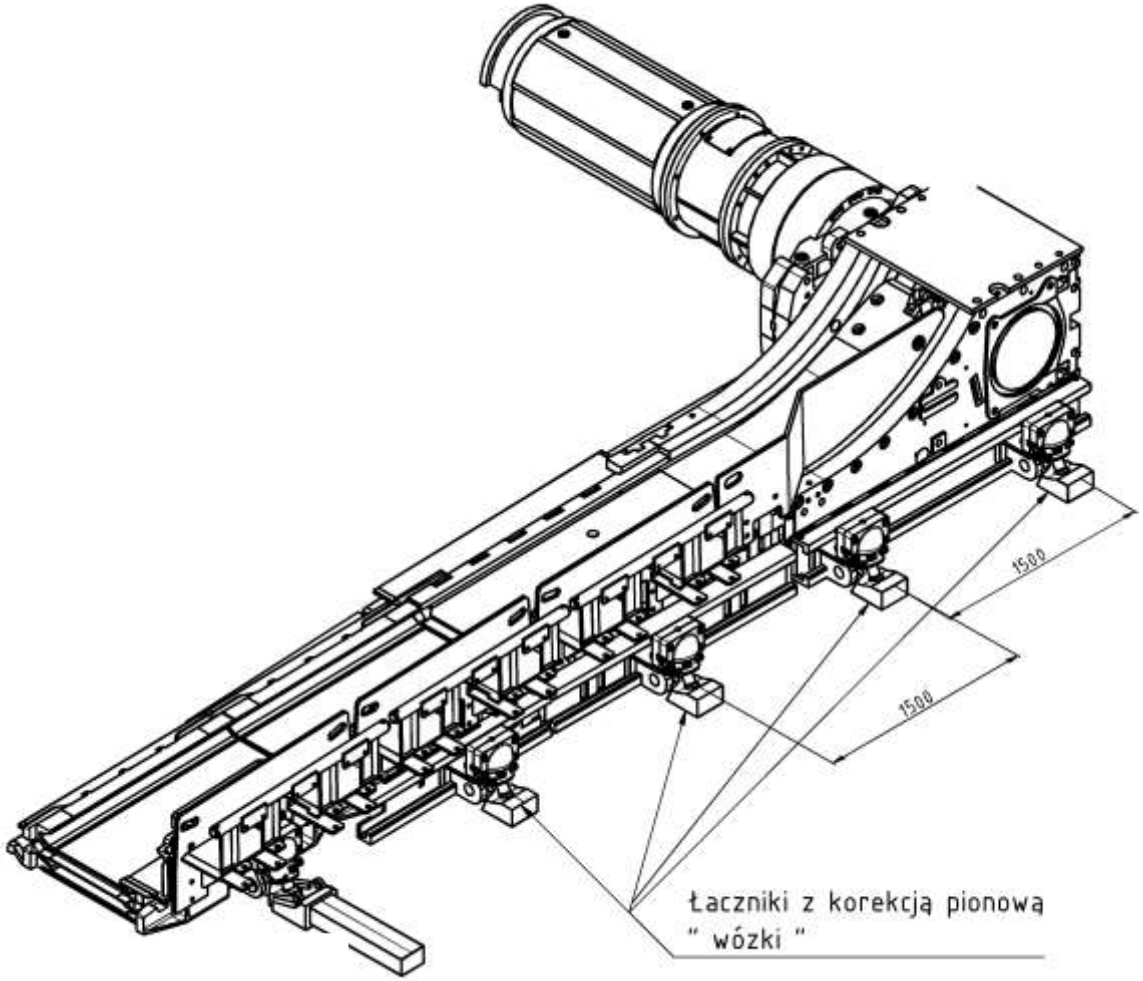
Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Strefa napędu wysypowego PZS



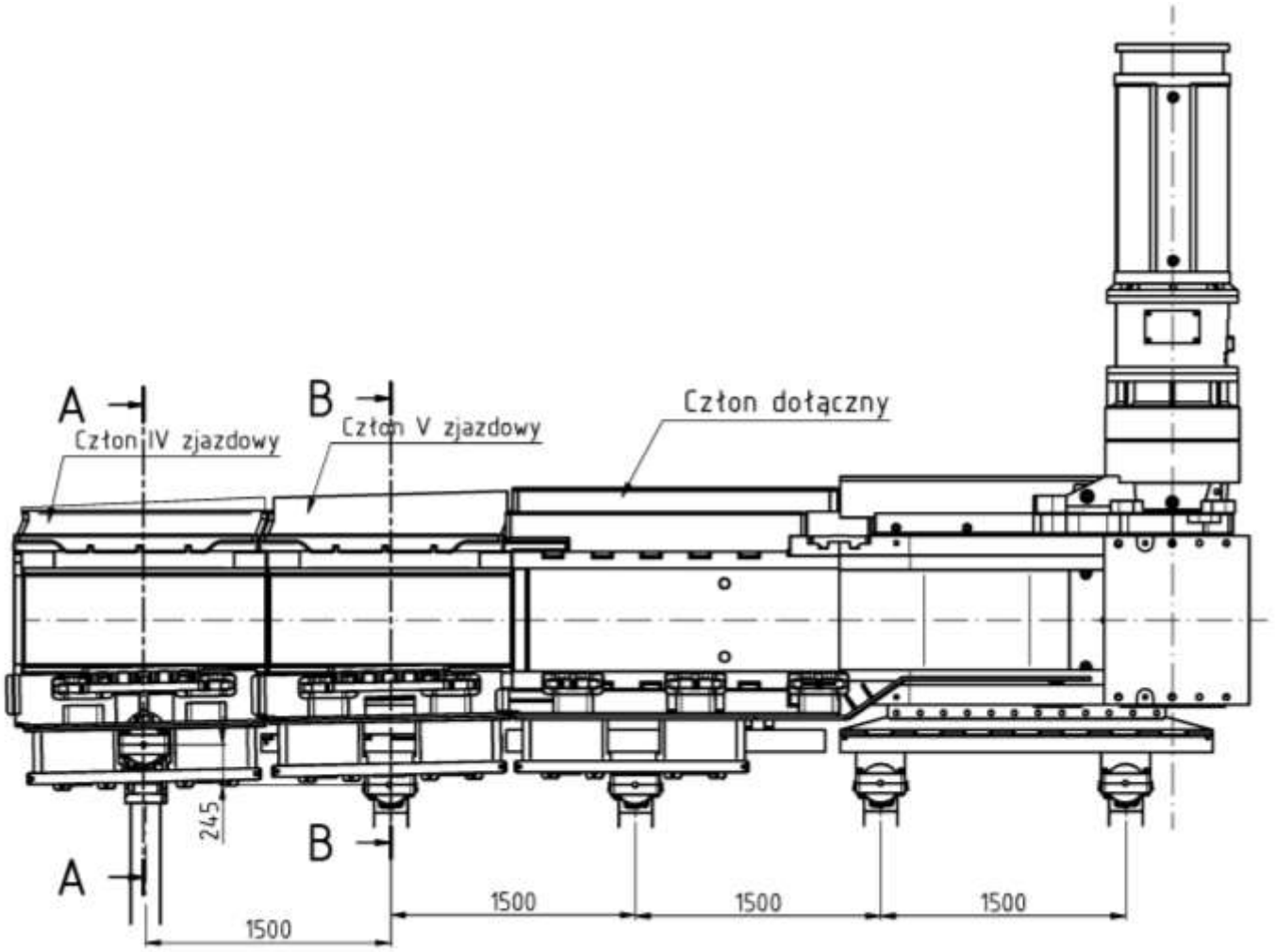
Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Strefa napędu zwrotnego PZS



Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

Strefa napędu zwrotnego PZS



W N I O S K I

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

1. Zmniejsza się liczba zatrudnionych pracowników podczas eksploatacji ściany, koszt wynagrodzeń w trakcie prowadzenia eksploatacji ściany spada z **22,0** tys.zł/zmianę do **17,6** tys.zł/zmianę.
2. Następuje obniżenie kosztów wydobycia ściany z **22,9** mln zł do **18,5** mln zł.
3. Całkowity koszt wydrążenia chodników, zbrojenia oraz wydobycia ze ściany przy zastosowaniu tradycyjnej obudowy wynosi **55,1 mln zł**, natomiast w przypadku nowego rozwiązania technologicznego, przy założeniu średniego wzrostu wydobycia ze ściany o 50%, wynosi **50,7 mln zł**, tj. wygenerowanie zysku na poziomie **4,4 mln zł** (przy założeniu ceny przyjętej do Planu Długoterminowego na 2015 rok na poziomie 388,15 zł.).

Ściana 29 pokł.510/1 partia C3

4. Zastosowanie nowego kompleksowego rozwiązania technologicznego, spowoduje skrócenie okresu eksploatacji ściany ze **106** do **71** dni roboczych. Skrócenie czasu pracy kompleksu ścianowego i pozostałych maszyn i urządzeń (kombajn, urządzenia odstawy, transportu, urządzeń zasilających, klimatyzacji itp.), w związku ze zmniejszeniem czasookresu pracy ściany, wygeneruje dodatkowy zysk na poziomie **1,1 mln zł**.
5. Całkowity zysk osiągnięty przy zastosowaniu nowego kompleksowego rozwiązania technologicznego wyniesie **5,5 mln zł**.
6. Nowe kompleksowe rozwiązanie technologiczne, pozwala wyeliminować lub znacznie ograniczyć czasochłonność robót (np. rabowanie obudowy, przekładka przenośników itp.) i zabezpieczających (profilaktyka p.pożarowa, wentylacyjna itp.) związanych z eksploatacją ściany oraz ograniczenie ilości pracowników w rejonie skrzyżowań ściany z chodnikami przyścianowymi, co znacznie poprawia bezpieczeństwo pracującej załogi.

Konsolidacja górotworu spoiwami mineralno-cementowymi podczas eksploatacji ścian - doświadczenia KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch „Jastrzębie”



DZIĘKUJĘ ZA UWAGĘ

SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ 2018

EFEKTYWNOŚĆ NA BAZIE PRZESYŁANYCH DANYCH KOMBAJNU KLASY MB600 W RÓŻNYCH WARUNKACH



SAFETY FIRST -
BEZPIECZEŃSTWO PRZEDE WSZYSTKIM

Celem firmy Sandvik jest osiągnięcie zerowej wypadkowości, zero szkód dla środowiska w którym pracujemy my, nasi klienci i nasi dostawcy

Sandvik's objective is zero harm to our people, the environment we work in, our customers and our suppliers



Telefony alarmowe / *Emergency Number*
112, 0997, 0998, 0999



Punkt zbiórki: tereny zielone za halą produkcyjną / *Assembly Point*



Alarm: ręczny ostrzegacz pożarowy ROP / Alarm



Wyjścia ewakuacyjne: drzwi, bramy / *Emergency Exit*



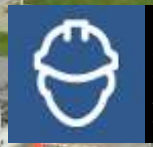
Przewody elektryczne



Podręczny sprzęt gaśniczy



Ochrona środowiska



Sprzęt ochrony osobistej / *Protective equipment*



COMPLIANCE

Angażujemy się w prowadzenie działalności biznesowej z zachowaniem wysokiej uczciwości oraz w sposób zgodny z prawem i zasadami etycznymi.

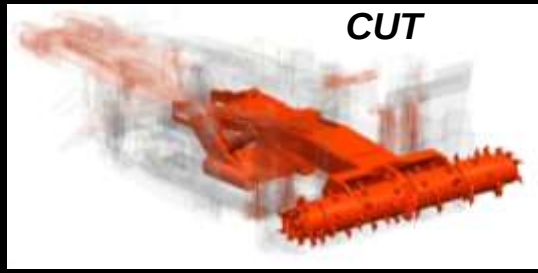
ZAWARTOŚĆ

- **Maszyna klasy MB600 dla kopalń węgla**
- **Maszyna klasy MB600 do trudnych warunków**
- **Porównanie dwóch wariantów maszyn -różnice**
- **Przykłady projektów w przemyśle węglowym**
- **Przykład projektu dla trudnych warunków**

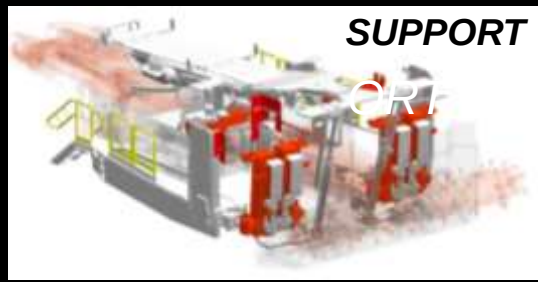
SANDVIK BOLTER MINER - UNIKALNA KONCEPCJA DLA ROBÓT PRZYGOTOWAWCZYCH

UNIKALNOŚĆ równoczesnego urabiania, kotwienia i odstawy urobku:

- Rejestrowanie danych ze zintegrowanym raportowaniem (opcjonalnie).
- Sterowanie PLC blokuje wszystkie funkcje maszyny, w tym sterowanie wrębiania i urabiania.
- Elektroniczna kontrola poziomu i wysokości urabiania/chodnika.
- Monitorowanie stanu maszyny.
- Wizualizacja za pomocą zintegrowanego wyświetlacza







MASZYNA KLASY MB600
PODSTAWOWE DANE TECHNICZNE

OPIS	MB600 WĘGIEL	MB600 SKAŁY
WAGA [t]	105	91
WYDAJNOŚC ZAŁADUNKU [t/min]	25	25
SZEROKOŚĆ URABIANIA [m]	5-6	Max. 5,8
WYSOKOŚĆ URABIANIA [m]	3 - 4	2,2 – 3,6
MOC SILNIKA URABIANIA [kW]	270	270



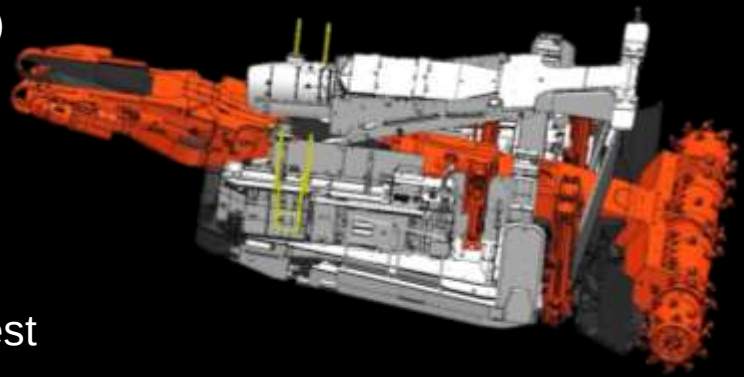


MASZYNA MB600 W RÓŻNYCH APLIKACJACH
RÓŻNICE

- Ograniczenie szerokości organu urabiającego dla maszyny do trudnych warunków
- Brak monolitycznej rozpory stropowej zastąpionej rozporami indywidualnymi
- Brak odpylacza na pokładzie (ograniczone ilość miejsca)
- Brak kotwiarek ociosowych ze względu na ograniczoną wysokość urabiania

UWAGA: W przypadku wyrobisk węglowych cykl kotwienia jest zazwyczaj dłuższy od cyklu urabiania, odwrotnie jest w przypadku wyrobisk z przewaga kamienia: cykl urabiania jest dłuższy od cyklu kotwienia





SANDVIK MB600 W RÓŻNYCH APLIKACJACH
PROJEKTY WĘGLOWE

Geologia: od 80 do 100% węgiel lub węgiel w kompozycji ze skałami łatwo urabialnymi do 30MPa

Wydajność: ograniczenia wynikają z kotwienia tj. cykl kotwienia jest dłuższy od cyklu urabiania, przewidywany czas cyklu kotwienia (4 kotwiarki stropowe i dwie kotwiarki ociosowe, 11 kotw co 1m) dla pojedynczego przejścia wyniesie 12-15 minut, co równa się postępowi 1m, czyli 4-5m na godzinę.

Uwaga:
1. W polskich kopalniach przyjmuje się 18 godzin na zmiany robocze, niestety praktyka wykazuje, że tylko niewielki ułamek z tego czasu jest wykorzystywany na drążenie.
2. W kopalniach australijskich średni czas pracy maszyny (liczony jej wewnętrznym zegarem, wtedy gdy maszyna jest pod obciążeniem) wynosi ok. 0,5 czasu zmiany. Jeśli założymy wykorzystanie dostępnego czasu pracy w granicach 30-50% to spodziewany postęp dobowy wyniesie ok. ***25m do 42m*** (co odpowiada liczbie pełnych cykli pracy maszyny przy czasie cyklu 13minut).
3. Pewną trudność nastręcza przeniesienie doświadczeń australijskich na nasz rynek, ze względu na zupełnie odmienne regulacje. Stąd taka ostrożna ocena wykorzystania dostępnego czasu pracy, co rzutuje na ostateczny prognozowany postęp dobowy.

Machine Shift Report

MG27 - 24 Aug 2014 Day Shift

Shift	24 Aug 2014 Day Shift			Crew	C Crew
Panel	MG27	Pillar	10	Machine	COM020

	Actual	Target
Metres	40.50 m	18.00 m
M / Op Hour	7.78 m/oh	4.50 m/oh
Op Hours	5 hr 13 min	4 hr

Power Out	54 min 48 sec
Comms Avail	100%
Avg Line Volts	935 volts
< 90% Nominal	0 sec
Flitting Time	0 sec
Tramming Time	1 hr 12 min
Waiting Time	10 min 7 sec

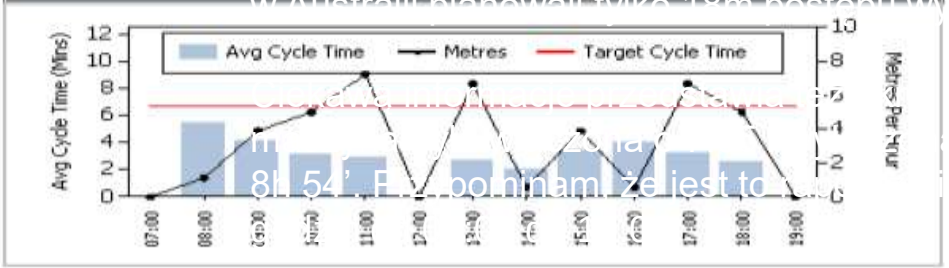
	Start	End
Shift	07:00	19:00
Log ON/OFF	07:55	18:59
F/L Prod - Target	[illegible]	18:40
F/L Prod - Actual	08:33	18:36
Variance	33 min	4 min

Raport z pracy MB030: (0-8 kotw w stropi

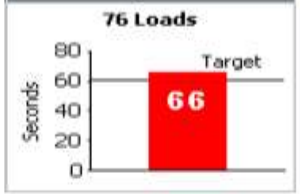
Należy zwrócić uwagę, że przy planowany

w Australii planowali tylko 18m postępu w

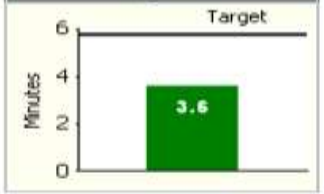
Production Tempo Graph



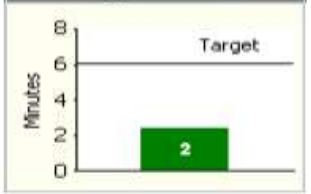
Avg SCLT



Avg SCIT



Avg Bolt Time



Opportunity Graph



	Qty	Avg Time	Total
Cycle Time	73	3 min 12 sec	3 hr 55 min
Total Cut Cycle Time	73	55 sec	1 hr 8 min
SCIT	76	3 min 37 sec	4 hr 37 min
SCLT	76	1 min 6 sec	1 hr 24 min
Bolt Time Cycles	73	2 min 25 sec	2 hr 57 min

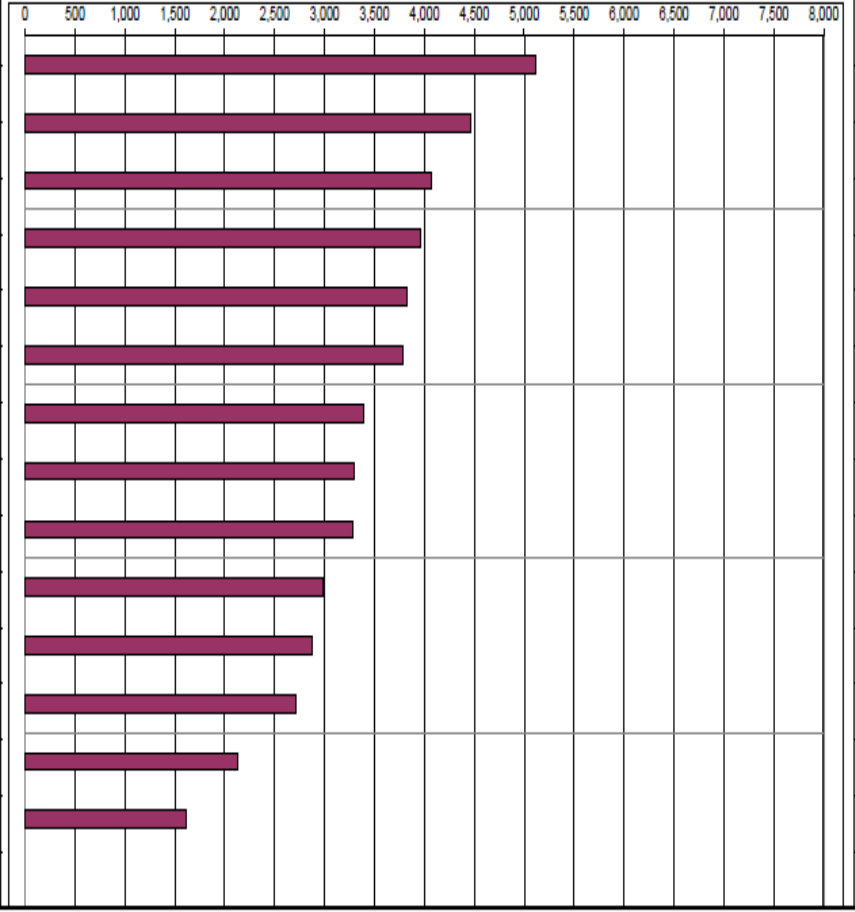
Trips	No. Trips
Pump	0
Cutter	0
Loader	0
Conveyor	0

© Copyright Mining Consultancy Services (Australia) Pty Ltd
1996 - 2014. All rights reserved

November Continuous Miner Gate Sections Performance

Ranked by Linear Feet Mined

#	Mine	Section	Measurements		Linear Feet				Shifts			Machine	Total Linear Footage	Feet per Machine Shift	
					Current Month		Cumulative Total								
			Height	Width	Actual	Budget	Actual	Budget	Available	Budget	Actual			Budget	Actual
1	Bailey	2-J	8.40	16.05	5,114	3,861	25,919	31,090	57	48.3	55	Sandvik MB 610	5,114	79.93	92.98
2	Bailey	1-L	8.20	16.13	4,468	3,861	29,904	21,084	57	48.3	56	Sandvik MB 610	4,468	79.93	79.79
3	Buchanan	0 East	6.48	19.00	4,070	0	11,300	0	90	0	53	Joy JM6464	4,070	-	76.79
4	Buchanan	23 Right	7.12	19.00	3,967	3,292	41,766	29,328	90	51.3	49	Joy JM6815	3,967	64.16	80.96
5	Buchanan	24 Right	7.67	19.00	3,833	3,686	21,009	19,048	90	56.7	55	Joy & Joy	3,833	65.00	69.69
6	Bailey	3-J	8.04	16.08	3,781	3,861	4,574	6,299	57	48.3	57	Alpine ABM 14	3,781	79.93	66.33
7	Enlow Fork	E-26	8.24	16.00	3,394	3,648	21,458	27,456	57	45.6	60	Joy ED25	3,394	80.00	56.57
8	Enlow Fork	E-25	8.09	16.00	3,302	2,105	44,995	38,548	57	43.7	53	Sandvik MB 450	3,302	48.16	62.30
9	BMX	1A HG	8.23	16.17	3,283	3,887	39,314	44,652	72	48.5	47	Joy 14ED25	3,283	80.13	69.85
10	Bailey	L-TG	8.19	16.12	2,988	3,861	41,037	45,517	57	48.3	51	Alpine ABM 14	2,988	79.93	58.59
11	BMX	2A HG	8.43	16.17	2,872	3,876	39,314	44,652	72	48.5	47	Joy 14ED25	2,872	79.92	61.11
12	Enlow Fork	F-25	8.16	16.00	2,715	1,976	15,907	9,880	57	24.7	40	Joy 14CM9	2,715	80.00	67.88
13	BMX	A TG	7.70	16.27	2,133	0	40,745	21,267	72	0	53	Joy 14ED25	2,133	-	40.25
14	Enlow Fork	F-24	8.08	16.70	1,616	3,192	33,849	30,656	57	39.9	44	Joy 14CM9	1,616	80.00	36.73
15	Buchanan	22 Right	0.00	0.00	0	2,728	37,445	43,172	0	56.7	0	Joy & Joy	0	48.10	0.00



SANDVIK MB6 W RÓŻNYCH APLIKACJACH
PROJEKTY W G/CHINY

Warunki podob tw w
stropie i 2 kotw

The Application Statement of SANDVIK Bolter Miner in China ShenHua Energy Company

山特维克掘锚机在神华集团的使用情况说明

SANDVIK Company:

山特维克公司：

Based on the greatly successful application of Sandvik Bolter Miner in China ShenHua Group, the usage status about the serial number 162 of Sandvik Bolter Miner MB670 in coal mine is stated as follows:

基于山特维克掘锚机在神华集团的成功应用，我们对山特维克MB670-162掘锚机的使用情况作如下说明：

The No.162 of MB670 has been used for development of Longwall Roadways for the last 2 years in this coal mine. With the high performance and low failure rate, Sandvik Bolter Miners enables [illegible] promote the lasting application of MB670 in rapid entry roadway development.

MB670-162掘锚机在矿上用于长臂巷道掘进已有两年了。山特维克掘锚机可以[illegible]，具有高性能和低故障率的特点。这些特征使得MB670掘锚机可以持久的应用于快速巷道掘进过程中。

The machines with canopy are safe and useful for very fast development of gate roads. MB 670 on an average can advance more than 50 mts/day.

对于快速巷道掘进，带有顶支护的掘锚机是安全有效的。MB670型掘锚机可实现平均每天进尺50米以上。

All about the above statement are based on the usage practice and experience for Bolter Miner in Coal Mine.

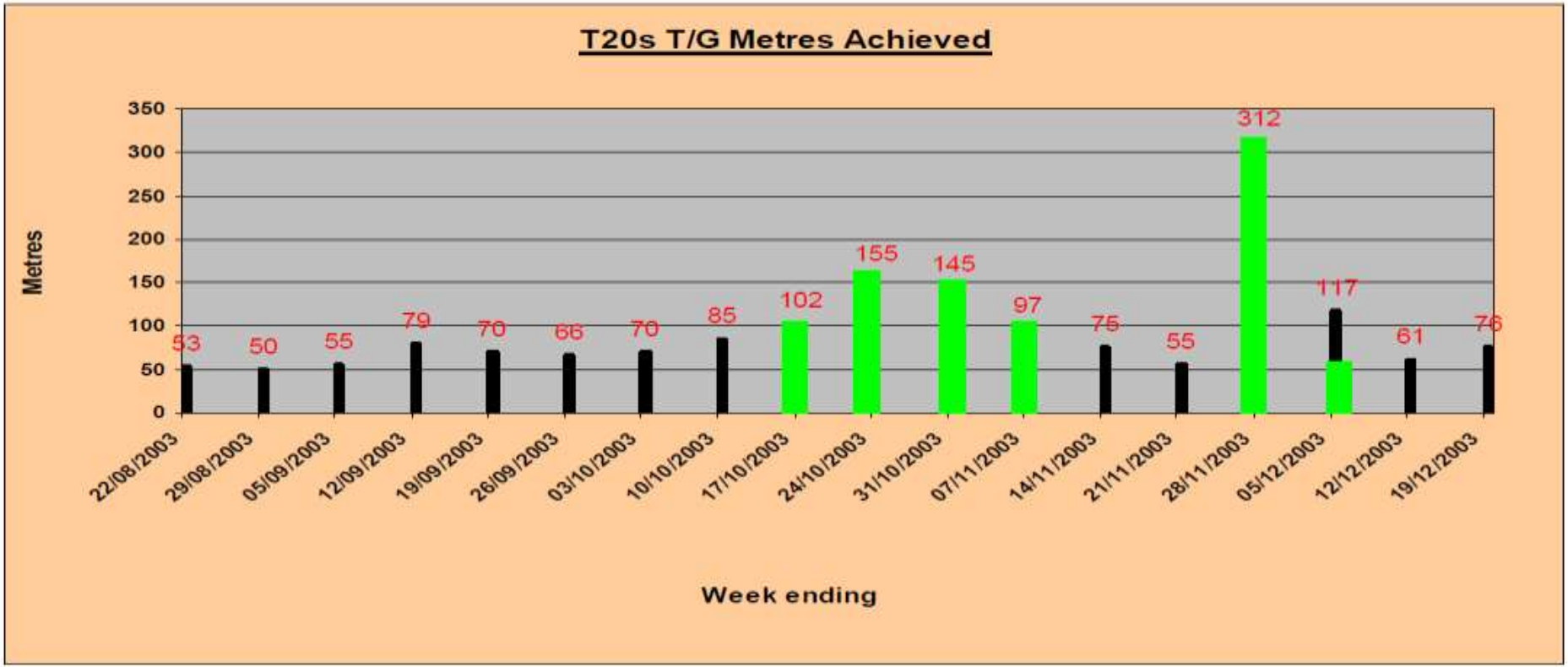
所有以上说明是基于在矿上使用掘锚机的实践和经验。

Yours Sincerely

ShenDong Company BuErtai Coal Mine

SANDVIK MB600 W RÓŻNYCH APLIKACJACH
PROJEKTY WĘGLOWE - RPA

Wykorzystując ABM30 (obecnie MB770) uzyskujemy 60.000 to 100.000 ton/miesiąc przy postępie to 50 -60 m/zmianę, ale w tym przypadku instalowane są tylko 2 kotwy stropowe/m postępu w systemie wybierania ,, board and pillar'' .



Normal cycle time 30 mins

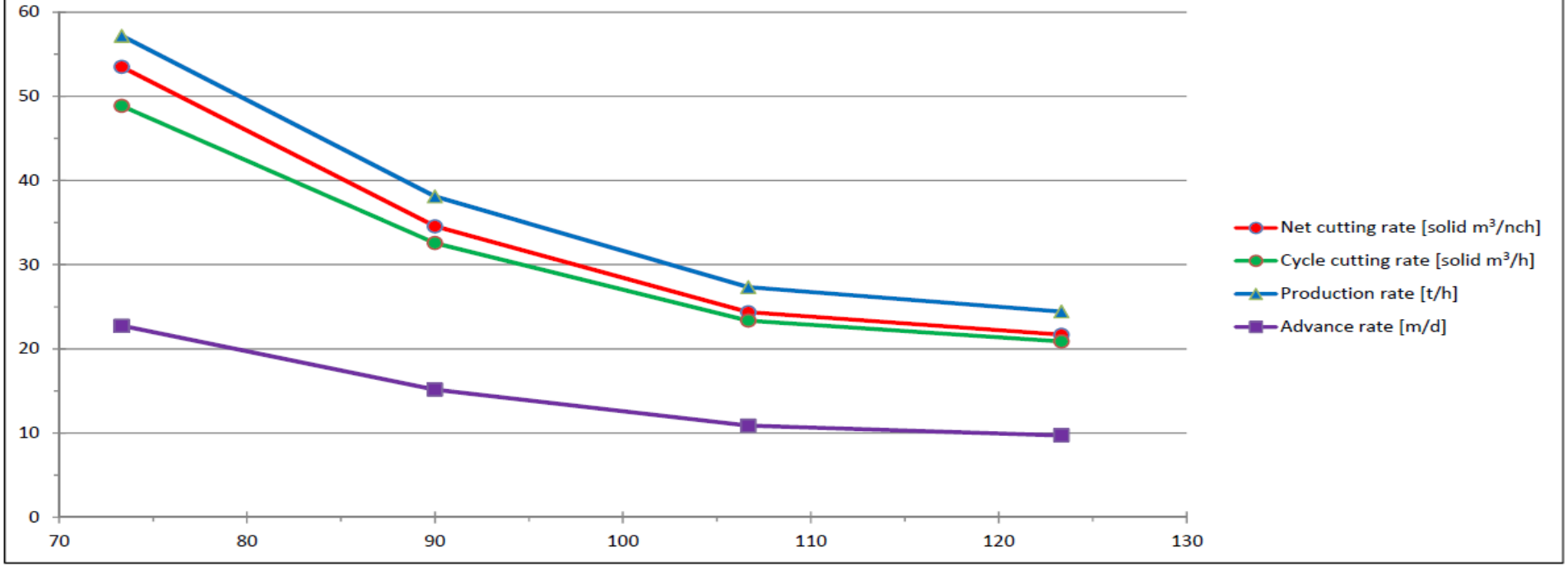
Intensive bolting 60 mins

Summary of MB610 Operating Performance and Operating Scenarios referring to Geological Face Composition

	Best case	80MPa roof rock	100MPa roof rock	120MPa roof rock	140MPa roof rock	*Worst case*
Overall rock strength of face [MPa]	*71*	73	90	107	123	*125*
Net cutting rate [solid m³/nch]	*65*	53	35	24	22	*22*
Cycle cutting rate [solid m³/h]	*57*	49	33	23	21	*21*
Production rate [t/h]	*67*	57	38	27	24	*25*
Advance rate [m/d]	*36*	23	15	11	10	*9*

Summary of Operating Scenarios for Roof Rock from UCS 80 to 140MPa

5 cycles per 1500mm cut in a cross section of 5800mm (width) x 3000mm (height) including 500mm of ore



SANDVIK MB670-1



"Opierając się na **25 latach** naszej wyjątkowej opatentowanej konstrukcji, Bolter Miner Sandvik klasy MB600 nowej generacji jest najnowszą z szeregu sprawdzonych, wydajnych i niezawodnych maszyn z organami walcowymi, które obniżają całkowity koszty majątku i zwiększają produktywność.

Odnowiona maszyna oferuje operatorom znaczne ulepszenia w zakresie bezpieczeństwa! "

SANDVIK.MINING.COM



Ekonomiczne aspekty planowania jazdy ludzi przenośnikami taśmowymi w świetle doświadczeń Tauron Wydobycie S.A.

Piotr Orzeł



Ogólne informacje o Grupie TAURON

Grupa TAURON jest jednym z największych podmiotów gospodarczych w Polsce - dysponuje kapitałem własnym w wysokości około 16 miliardów zł. Holding jest największym dystrybutorem energii elektrycznej w kraju. Sieci dystrybucyjne spółek należących do Grupy obejmują 18,3% powierzchni Polski. Usługi dystrybucyjne świadczone są na obszarze ponad 57 tys. km^2, za pośrednictwem 258 tys. km linii energetycznych.

Spółki skupione w Grupie TAURON sprzedają około 32 TWh energii elektrycznej (w 2016 r.) do około 5,3 mln odbiorców końcowych. Ponadto holding kontroluje 32% zasobów bilansowych energetycznego węgla kamiennego.

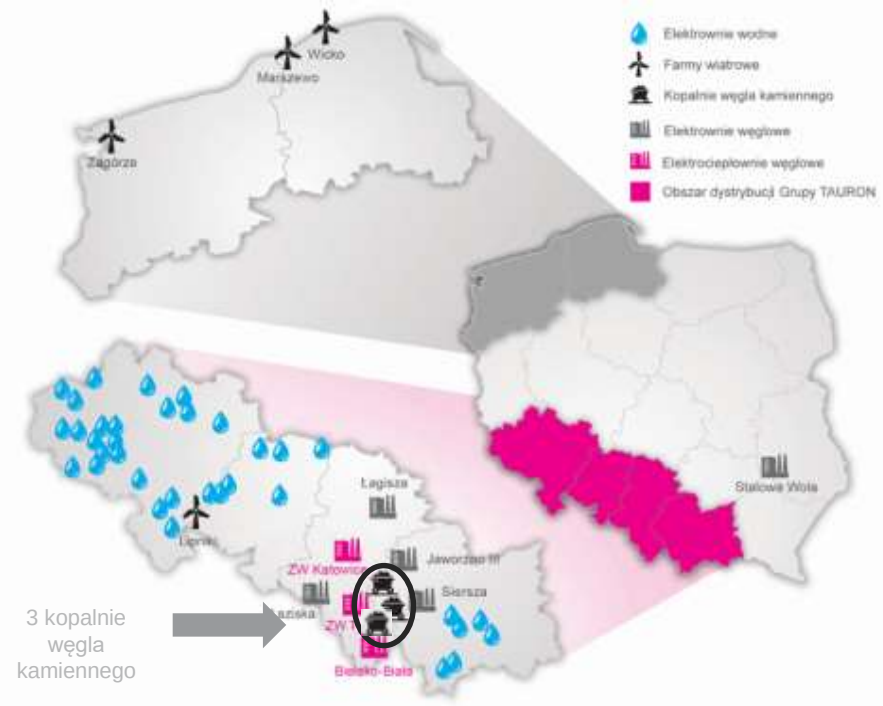
Grupa TAURON jest jednym z największych producentów energii elektrycznej w Polsce. Moc elektrowni skupionych w Grupie to około 5,1 GW. Grupa TAURON to także największy dostawca ciepła na Górnym Śląsku.

Zaplecze paliwowe dla Grupy TAURON

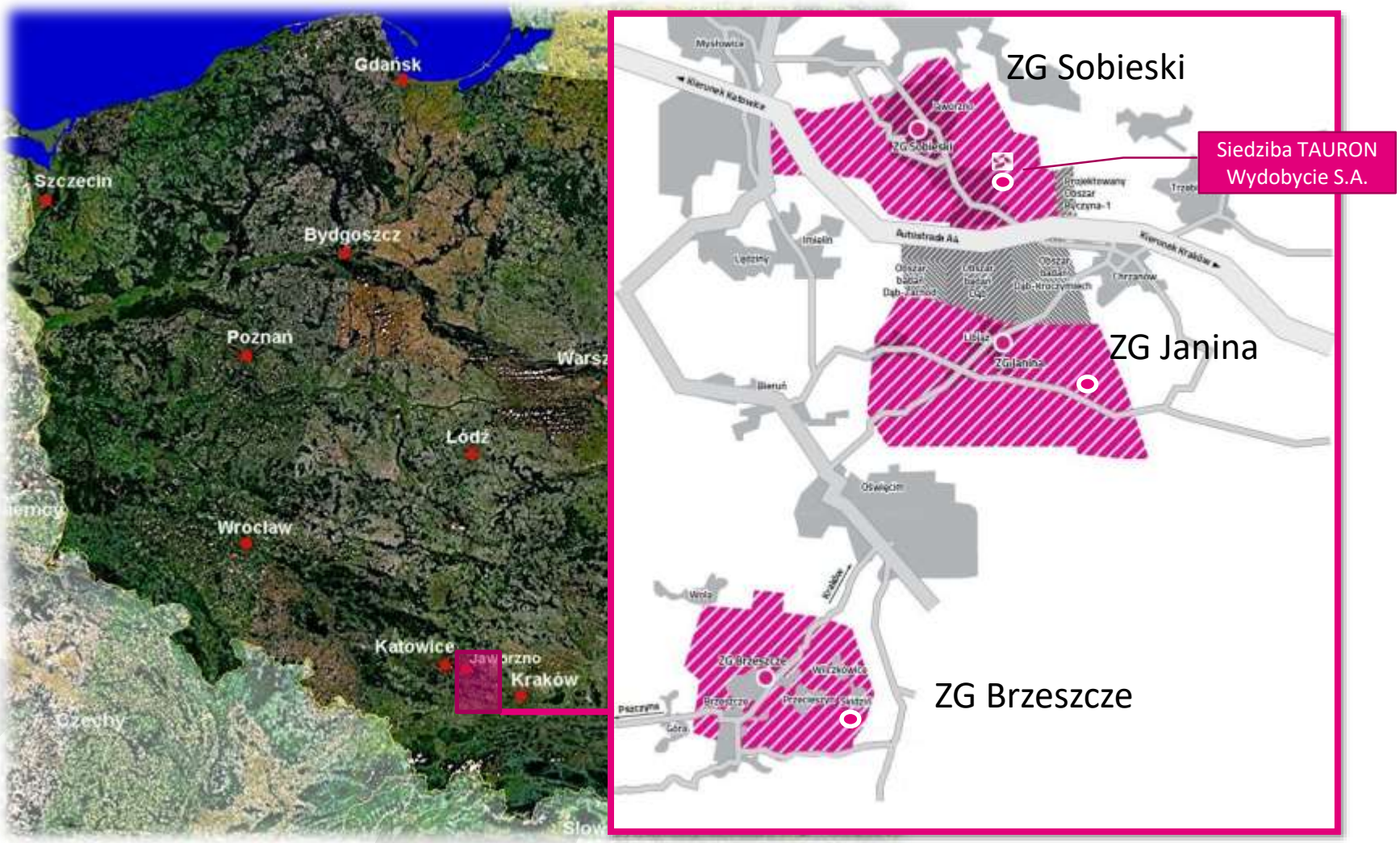
TAURON Wydobycie S.A.
=
ZG Sobieski + ZG Janina + ZG Brzeszcze

ok. 35%
zasobów bilansowych węgli energetycznych

Aktywa Grupy TAURON



Lokalizacja zakładów wydobywczych TAURON Wydobycie S.A.



Potencjał techniczno-organizacyjny



Łączna powierzchnia obszarów górniczych wynosi ok. 182 km²



Zdolność produkcyjna na poziomie 7,2 mln ton węgla handlowego rocznie



Wykwalifikowana załoga - zatrudnienie 6,55 tys. pracowników



Udostępnione złoża:
ZGS i ZGJ - po 6 szybów
i jednej głównej upadowej z powierzchni;
ZGB - 6 szybów (1 szyb należy do SRK)



Miąższość eksploatowanych pokładów węgla sięgająca do 4,5 m



Koncentracja produkcji - model wydobywczy 8-cio ścianowy
(ZGS i ZGJ po 3 ściany, ZGB 2 ściany)



Rozwinięta dołowa
i powierzchniowa infrastruktura techniczno-technologiczna



Wzbogacanie wszystkich sortymentów
w kompleksach przeróbczych

Podstawowe informacje o TAURON Wydobycie







	ZG Sobieski	ZG Janina	ZG Brzeszcze	TWD
Data powstania kopalni	1792 r.	1907 r.	1903 r.	
Zatrudnienie*	2 711	2 352	1 487	6 550
Produkcja węgla handlowego**	2 751 tys. ton	2 752 tys. ton	1 681 tys. ton	7 184 tys. ton
Roboty przygotowawcze**	12,5 km	10,5 km	9 km	32 km
Powierzchnia obszaru górniczego	74,2 km^2	81,09 km^2	26,91 km^2	182,2 km^2
Model wydobywczy	trzyścianowy	trzyścianowy	dwuścianowy	ośmiościanowy
Udostępnienie pionowe	6 szybów	6 szybów	5 szybów	17 szybów

Charakterystyka techniczna kopalń spółki

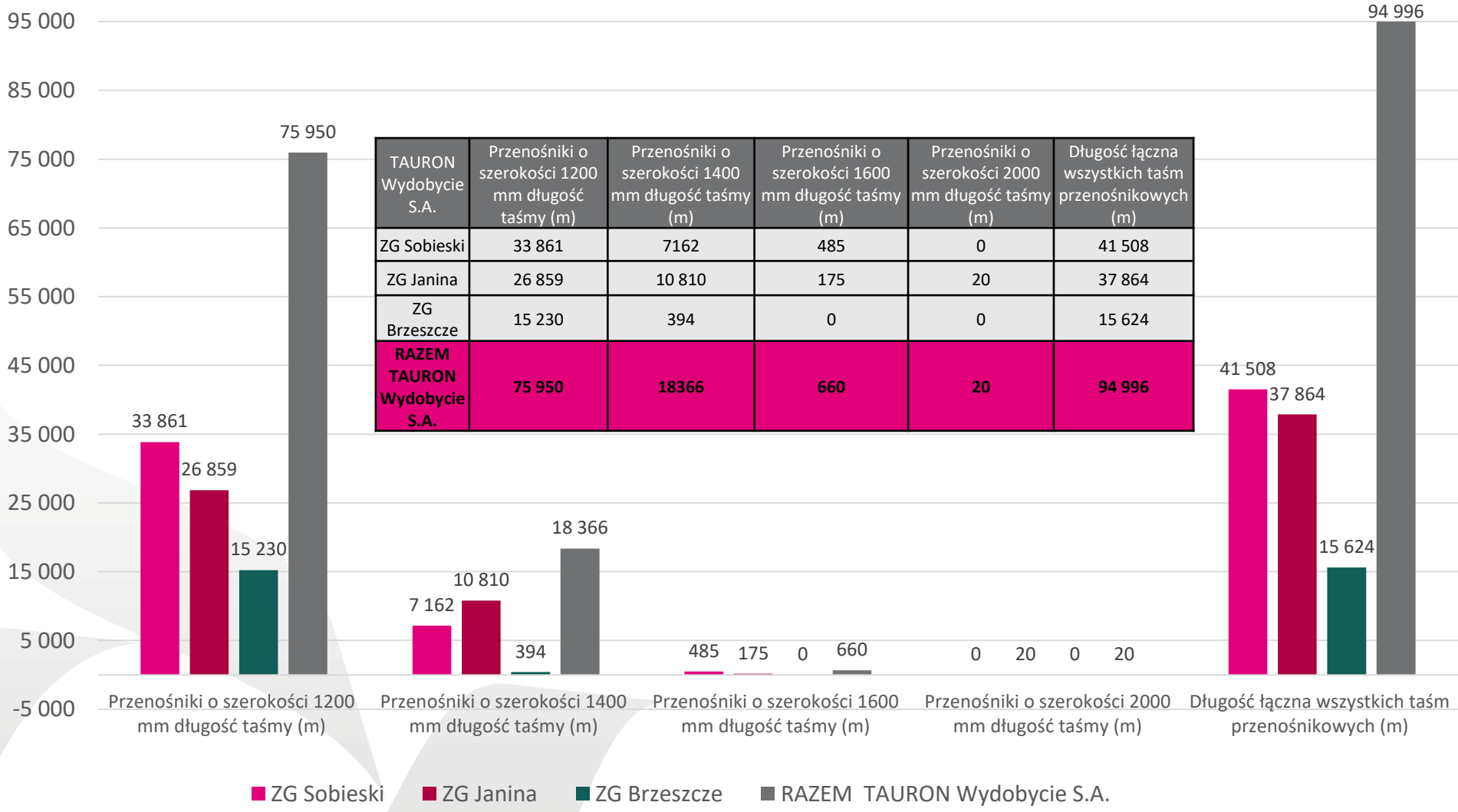
Charakterystyka zakładów górniczych	ZG Sobieski	ZG Janina	ZG Brzeszcze
Powierzchnia obszaru górniczego (km^2)	74	81	27
Model wydobywczy	trzyścianowy	trzyścianowy	dwuścianowy
Miąższość eksploatowanych pokładów (m)	1,8 ÷ 4,6	2,4 ÷ 4,0	1,8 ÷ 4,5
Długość ścian (m)	do 250	do 280	do 250
Kluczowe zagrożenia naturalne	Pożarowe, wodne, wstrząsy wysokoenergetyczne	Pożarowe, wodne, wstrząsy wysokoenergetyczne	Metanowe, pożarowe
Udostępnienie pionowe	6 szybów	6 szybów	5 szybów
Wyrobiska pochyłe łączące powierzchnię z dołem kopalni	Upadowa 2000	Upadowa Janeczka	-
Główne poziomy (m)	500	300, 350, 500	640, 740, 900
Pomocnicze poziomy (m)	125, 215, 220, 300, 385	410	109, 170, 230, 360, 430, 512
Eksploatowane pokłady	207, 209, 212, 301, 304	118, 119, 203, 207	364, 405, 510
Średnie parametry jakościowe (węgla handlowego) w 2017 roku	• Qir 19 225 [kJ/kg] • Ar 14,2 [%] • Str 1,36 [%] • Wtr 20,6 [%] • Cl 0,025 [%]	• Qir 19 965 [kJ/kg] • Ar 12,1 [%] • Str 1,07 [%] • Wtr 20,4 [%] • Cl 0,502 [%]	• Qir 22 091 [kJ/kg] • Ar 22,7 [%] • Str 0,35 [%] • Wtr 8,8 [%] • Cl 0,25 [%]

Wykaz ilości i długości przenośników taśmowych w TAURON Wydobycie S.A. powyżej szerokości 1200 mm

TAURON Wydobycie S.A.	Przenośniki o szerokości 1200 mm (szt.)	Przenośniki o szerokości 1400 mm (szt.)	Przenośniki o szerokości 1600 mm (szt.)	Przenośniki o szerokości 2000 mm (szt.)	Łączna suma przenośników (szt.)	Przenośniki o szerokości 1200 mm długość taśmy (m)	Przenośniki o szerokości 1400 mm długość taśmy (m)	Przenośniki o szerokości 1600 mm długość taśmy (m)	Przenośniki o szerokości 2000 mm długość taśmy (m)	Długość łączna wszystkich taśm przenośnikowych (m)
ZG Sobieski	24	5	2	0	31	33 861	7162	485	0	41 508
ZG Janina	22	9	1	1	33	26 859	10 810	175	20	37 864
ZG Brzeszcze	21	1	0	0	22	15 230	394	0	0	15 624
RAZEM TAURON Wydobycie S.A.	**67**	**15**	**3**	**1**	**86**	**75 950**	**18 366**	**660**	**20**	**94 996**

Wykaz długości przenośników taśmowych w TAURON Wydobycie S.A.

TAURON Wydobycie S.A.	Przenośniki o szerokości 1200 mm długość taśmy (m)	Przenośniki o szerokości 1400 mm długość taśmy (m)	Przenośniki o szerokości 1600 mm długość taśmy (m)	Przenośniki o szerokości 2000 mm długość taśmy (m)	Długość łączna wszystkich taśm przenośnikowych (m)
ZG Sobieski	33 861	7162	485	0	41 508
ZG Janina	26 859	10 810	175	20	37 864
ZG Brzeszcze	15 230	394	0	0	15 624
RAZEM TAURON Wydobycie S.A.	**75 950**	**18366**	**660**	**20**	**94 996**

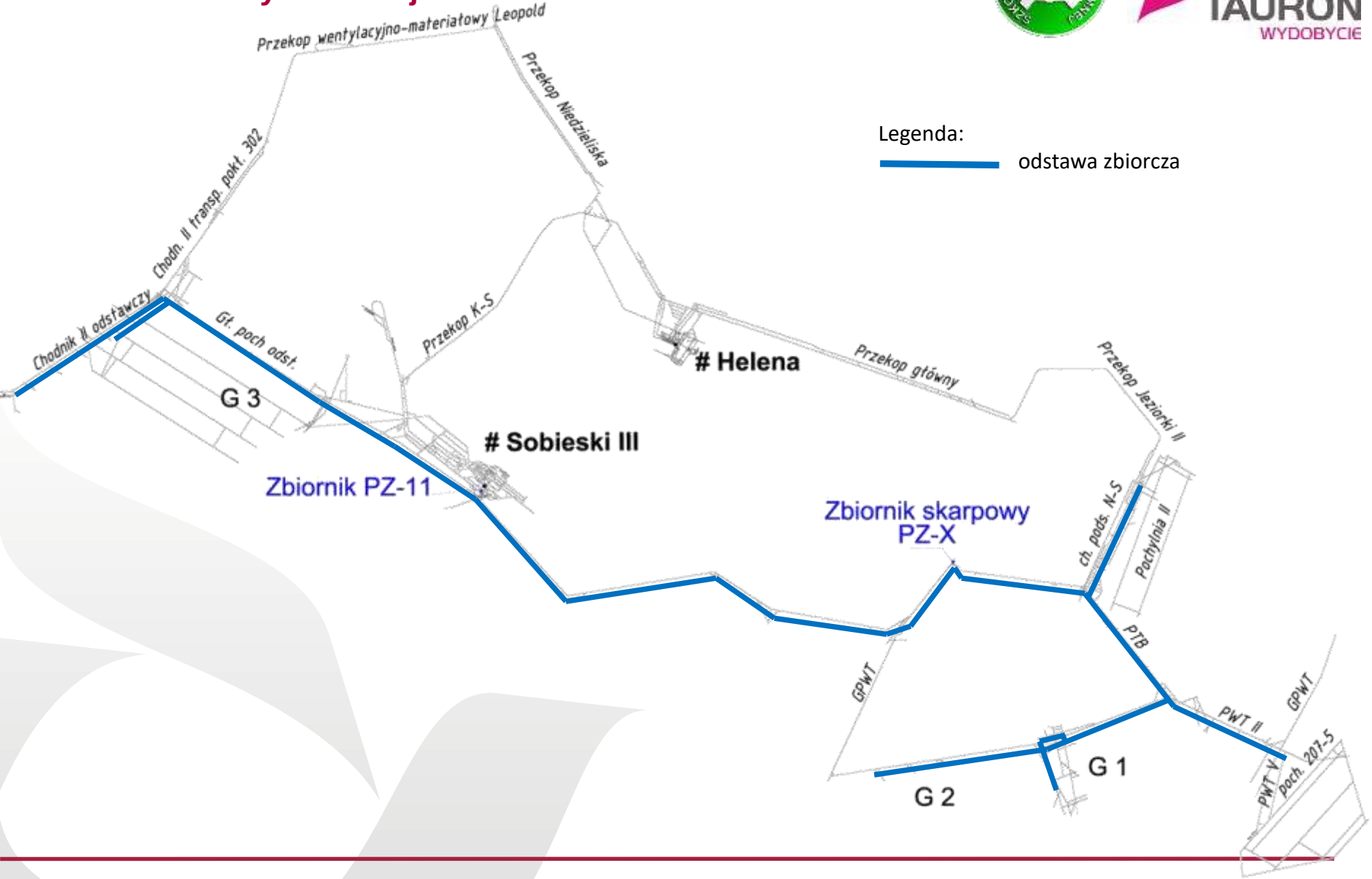


Wykaz przenośników taśmowych eksploatowanych w ZG Sobieski				
I. Szyb ,,Sobieski III"				
1	"X"	B -1400	chodnik odstawczy spod zbiornika skarpowego	130
II. Zbiornik skarpowy				
1	"Y"	Gwarek-1200J	chodnik przed zbiornikiem PZ-XI	60
III.Odstawa główna spod zbiornika PZ-X na powierzchnię				
1	G-1	Gwarek-1200J	chodn.Glinna Góa	170
2	G-2	Gwarek-1200/MW	poch.Glinna Góa	2410
3	G-3	Gwarek-1200/MW	poch. Glinna Góra Upadowa 2000B	2510
4	G-4	Gwarek-1200	poch.taśmowa	1170
5	G-5	Bogda-1200 D/B	pochylnia Vb	1980
6	G-6	Gwarek-1200/MW	pochylnia kamienna	530
7	G-7	Gwarek-1200	przekop Byczyna	1210
IV. Odstawa główna z poz.500 Piłsudzki do zbiornika PZ-X				
1	W-1	V B-1400	poch.II odstawcza	172
2	W-2	VI B-1400	przek.Wsch.,chod.Ib	2130
3	W-3	VII B-1600	poch.taśmowa N	425
4	S1	Gwarek-1200J	przec.transp.nr 10	90
5	S2	Gwarek-1200	chod.podst. N-S	1650
6	S3	Gwarek-1200	chod.IV odstawczy	115
7	W-4	Intermet-1400	poch.taśmowa B	2550
8	W-5	Pioma-1200	poch.went.-transp.II	2150
9	T-1	Pioma-1400	poch.taśmowa C	2180
10	T-2	Pioma-1200	poch.taśmowa C	2906
V. Odstawa główna z p.500 Sobieski do zbiornika PZ-XI				
1	Tv-1	B 1600-R/25	chod.nad zb. PZ-XI	60
2	Tv-2	Gwarek-1200	gł.poch.odst.	1680
3	Tv-3	Gwarek-1200	gł.poch.odst.	1480
4	Tv-4	Gwarek-1200	gł.poch.odst.	3250
5	M-1	Gwarek-1200/MW	chodnik odstawczy II	2960
VI. Odstawa oddziałowa z oddziału G1				
1	T-3	Gwarek 1200J	przecinka taśmowa	40
2	T-4	Pioma 1200	poch. taśmowa D	980
3	K-1	Pioma 1200	poch. badawcza II	800
VII. Odstawa oddziałowa z oddziału G2				
1	T-2	Pioma 1200	poch.taśmowa C	2900
2	J-1	Gwarek-1200	poch. XX	1000
VIII. Odstawa oddziałowa z oddziału G3				
1	M-2	Pioma 1200	poch.II	1490
2	M-3	Nowomag 1200	poch.II	330
SUMA:				**41508**

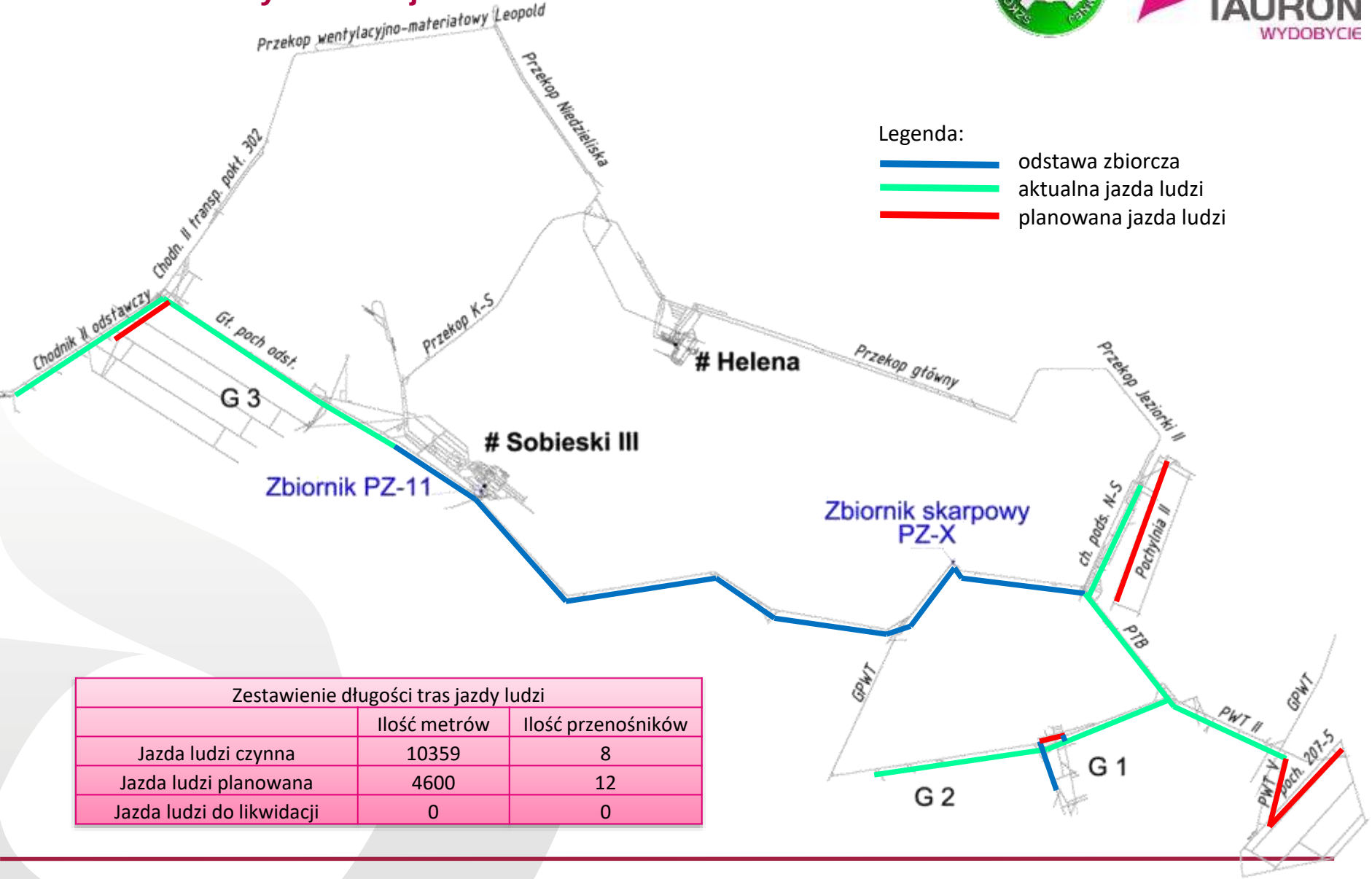
ZG Sobieski



Schemat odstawy zbiorczej ZG Sobieski



Schemat odstawy zbiorczej ZG Sobieski



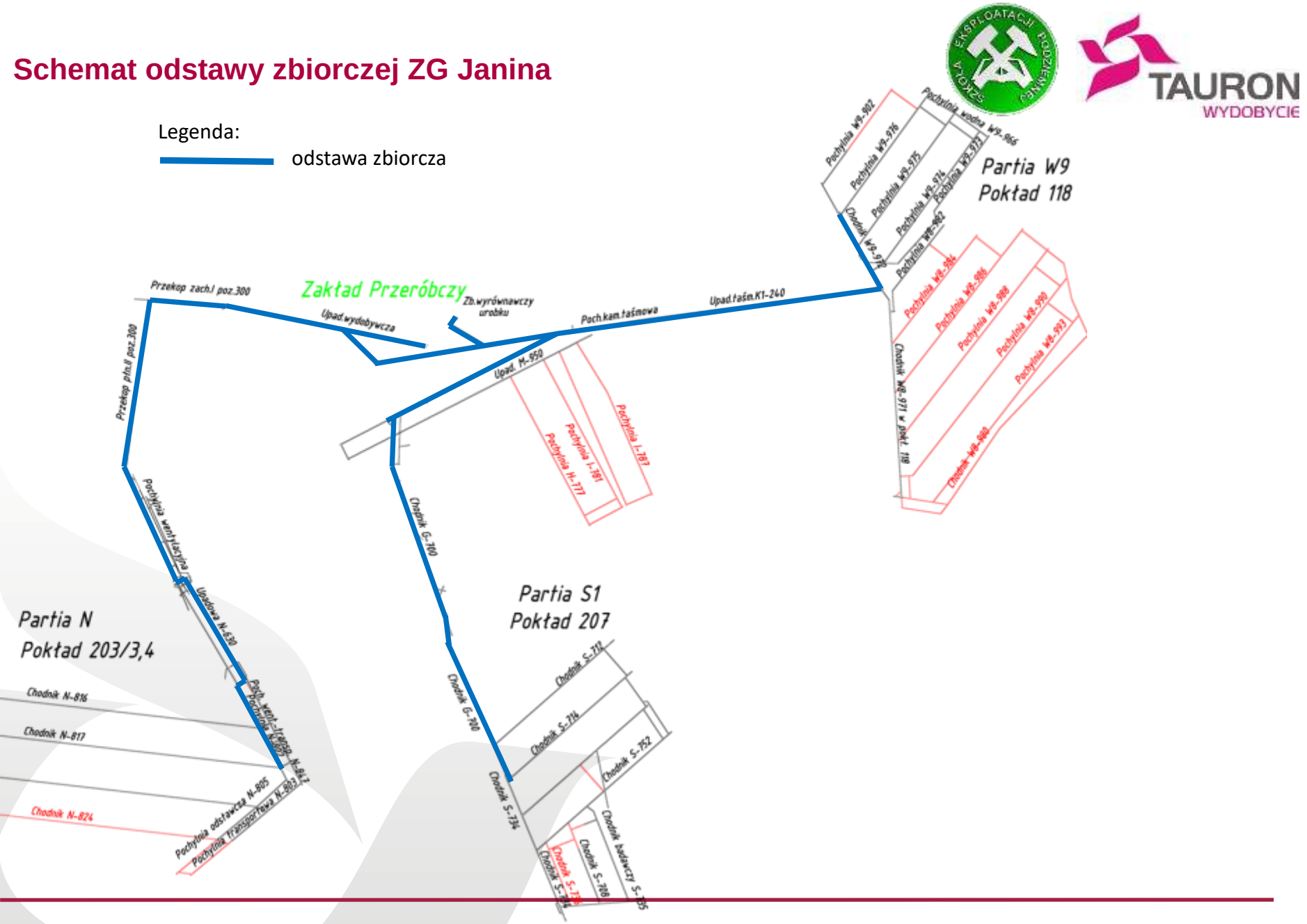
Zestawienie długości tras jazdy ludzi		
	Ilość metrów	Ilość przenośników
Jazda ludzi czynna	10359	8
Jazda ludzi planowana	4600	12
Jazda ludzi do likwidacji	0	0

ZG Janina

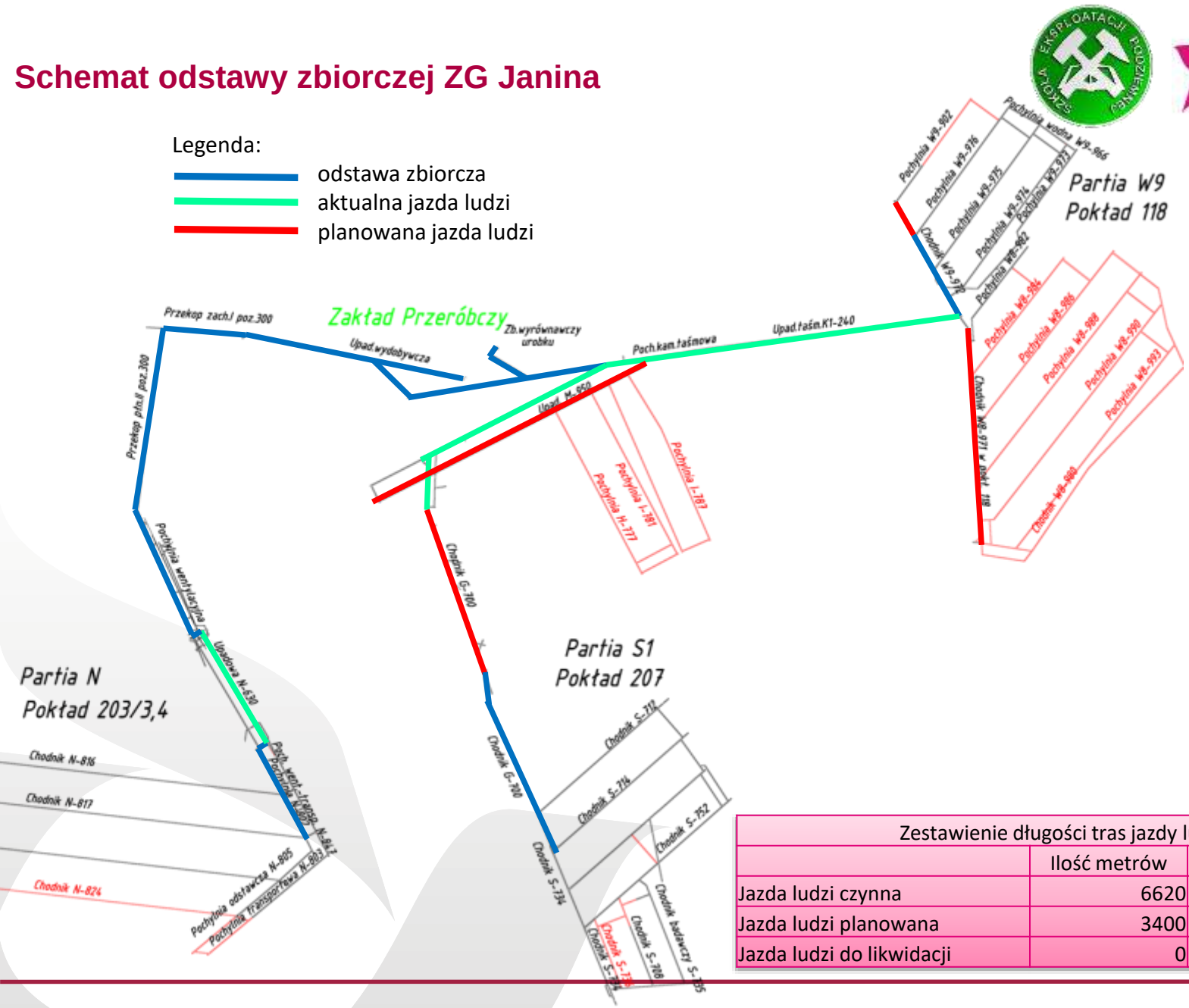
Wykaz przenośników taśmowych eksploatowanych w ZG Janina				
Lp.	Oznaczenie przenośnika	Typ	Lokalizacja	Długość łączna taśmy przenośnikowej ~ [m]
I. ODSTAWA GŁÓWNA				
1	W1	Pioma – 1200	Upadowej taśmowej K1-240	3190
2	P1	Pioma – 1400	Upadowa N-633.	680
3	P2	Pioma – 1400	Przecince M-727	230
4.	P3	Pioma – 1400	Przecince M-728	1430
5.	W2	Intermet - 1200	Chodnik W9-972	630
6.	P4	Intermet - 1200	Upadowa M-950	1650
6	K2	Intermet – 1400	Pochylnia kamienno taśmowa I	270
II. ODSTAWA GŁÓWNA z oddz. G 1 i G 2				
1	G1	Bogda – 1200	Upadowa Wydobywcza „Janeczka”	1700
2	D1	Pioma – 1200	Pochylnia kamienno taśmowa	670
3	D2	Pioma – 1200	Pochylnia kamienno taśmowa	1430
4	D3	Pioma – 1400	Pochylnia kamienno taśmowa	1190
5	K1	K1 B1600	Chodnik taśmowy II	175
6	K2	Intermet – 1400	Pochylnia kamienno taśmowa I	570
7	D4	Pioma B-2000	Upadowa N-633	20
8	D5	Pioma – 1400	Upadowa N-633	2500
9	D6	Pioma – 1400	Upadowa G-635	670
10	D7	Pioma – 1400	Chodnik G-700	2050
11	D8	Wampol -1200M	Chodnik G-700	360
12	D9	Pioma – 1400	Chodnik G-700	1490
13	D10	Gwarek – 1200	Chodnik S-734	520
ODSTAWA ODDZIAŁOWA z oddz. G 1				
1	A1	Gwarek 1200	Pochylnia W9-975	1350
1	A1	Pioma 1200/A	Pochylnia W9-976	430
2	A2	Gwarek 1200	Pochylnia W9-976	1240
ODSTAWA ODDZIAŁOWA z oddz. G 2				
1	B1	Intermet 1200	Chodnik S-713	1850
III. ODSTAWA GŁÓWNA Z oddz.G3				
1	G1	Bogda – 1200	Upadowa Wydobywcza „Janeczka”	1700
2	G2	Bogda – 1200	Upadowa Wydobywcza „Janeczka”	1230
3	G3	Gwarek – 1200	Przekop zachodni I na poz. 300m	1130
4	G4	Pioma – 1200	Przekop północny II na poz. 300m	2150
5	G5	Gwarek – 1200	Upadowa kamienna I (do pokładu 201/1).	1640
6	G6	Mifama – 1200	Przecinka N-501	130
7	G7	Pioma – 1200	Upadowa N-630	1550
8	G8	Mifama – 1200	Przecinka N-801	130
9	G9	Pioma – 1200	Pochylnia N-802	1240
ODSTAWA ODDZIAŁOWA Z oddz.G3				
1	C1	Gwarek – 1200	Chodnik N-817	939
SUMA:				**37864**



Schemat odstawy zbiorczej ZG Janina



Schemat odstawy zbiorczej ZG Janina



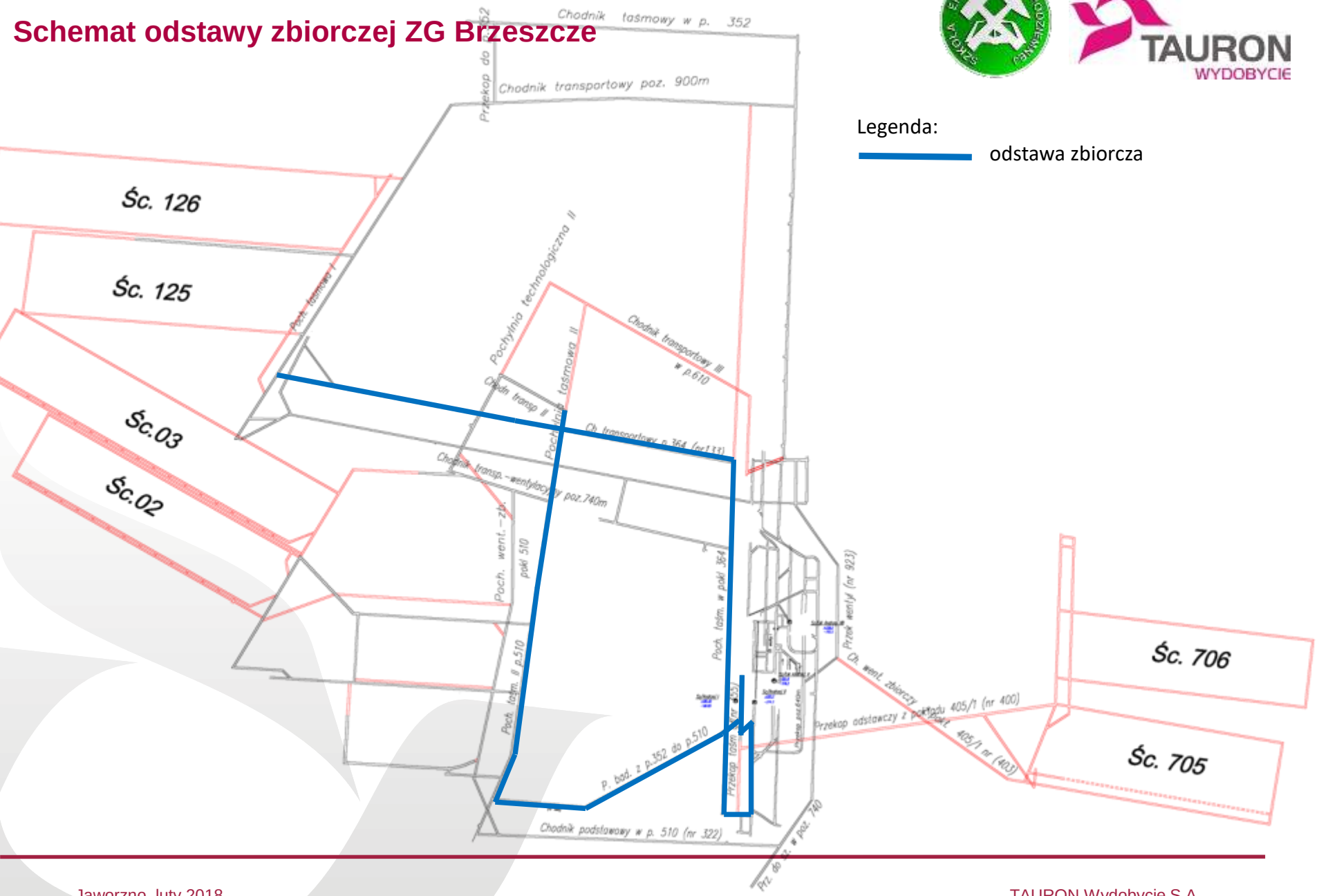
Zestawienie długości tras jazdy ludzi		
	Ilość metrów	Ilość przenośników
Jazda ludzi czynna	6620	4
Jazda ludzi planowana	3400	8
Jazda ludzi do likwidacji	0	0



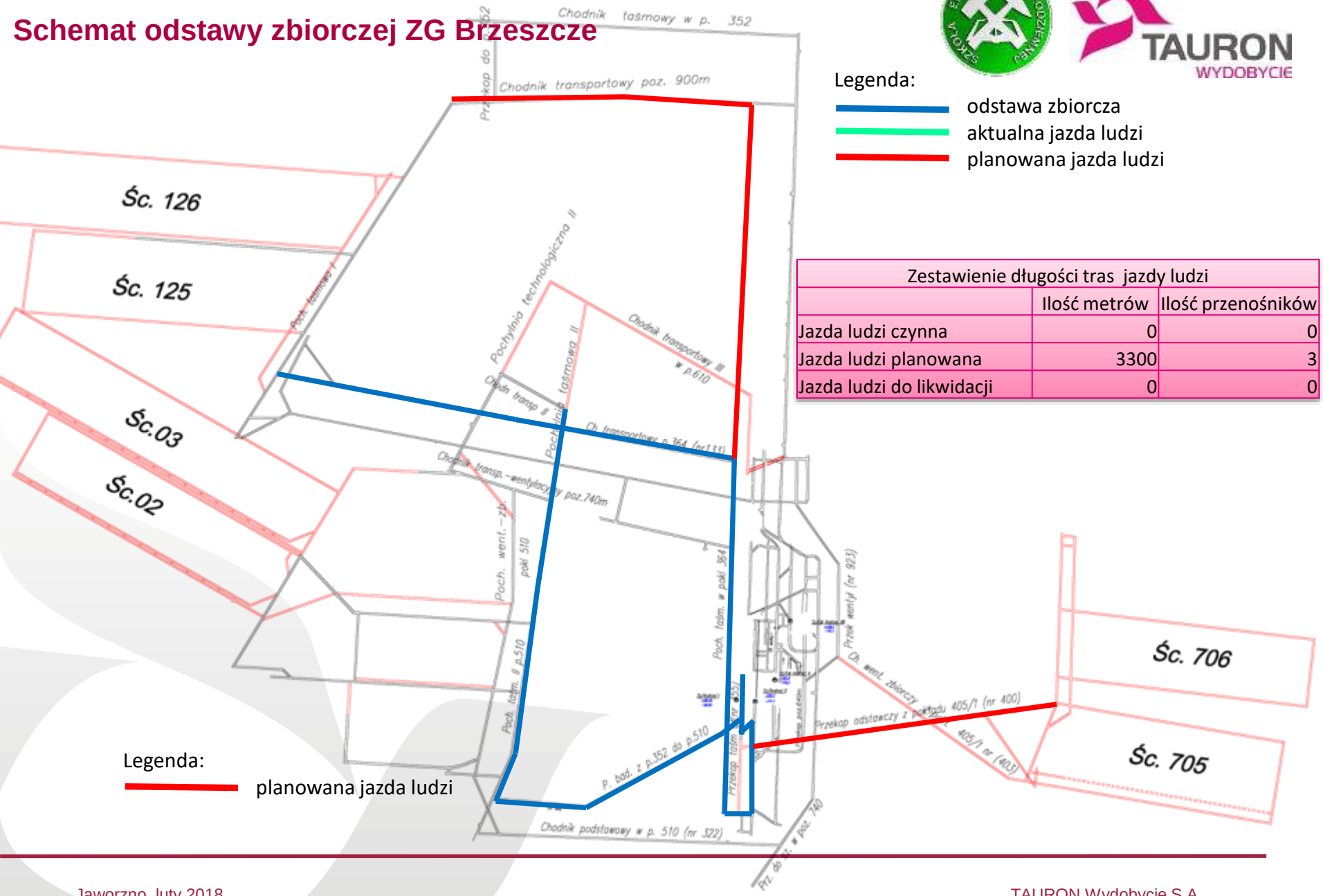
ZG Brzeszcze

Wykaz przenośników taśmowych eksploatowanych w ZG Brzeszcze						
Numer przenośnika na ogólnym schemacie transportu kopalni	Numer przenośnika na odstawie z rejonu eksploatacyj nego	Miejsce zainstalowania: odstawa główna	Typ przenośnika	Długość trasy [m]	Pętlica (długość) [m]	Długość łączna taśmy przenośnikowej ~ [m]
	I/352	Przekop taśmowy (pokł. 334) poz. 630 m (strona południowa)	Gwarek 1400	188	18	394
	II/352	Przekop pochyły poz. 630 m	Gwarek 1200	70	15	155
	III/352	Przekop badawczy z pokł.352 do pokł. 510 (nr 568) poz. 640-740	PATENTUS1200	460	12	932
	IV/352	Przekop badawczy z pokł.352 do pokł. 510 (nr 568) poz. 640-740	PATENTUS1200	280	27	587
	V/352	Pochylnia taśmowa (nr 178) w pokł 510 zach. poz. 740 - 900 m	Vacat 1200	150	12	312
	VI/352	Pochylnia taśmowa II (nr 178) w pokł 510 zach. poz. 740 - 900 m	PATENTUS1200	540	15	1095
	VII/352	Pochylnia taśmowa II (nr 178) w pokł 510 zach. poz. 740 - 900 m	Pioma 1200	520	20	1060
	II/405/510	Pochylnia skośna z przek. gł. poz. 640 m do przek. taśmowego poz. 630 m	Mifama 1200	65		130
	III/405/510	Przekop główny południowy poz. 640 m	Mifama 1200	65		130
	IV/405/510	Przekop główny południowy poz. 640 m	Gwarek 1200	235	38	508
	I/MW	Magistrala węgl. - przebicie z pokł. 364 zach. do przek. gł. poz. 640 m	Mifama 1200	90		180
	II/MW	Magistrala węglowa - poch. w pokł. 364 zach. poz. 640 - 740 m	Gwarek 1200	420	12	852
	III/MW	Magistrala węglowa - poch. w pokł. 364 zach. poz. 640 - 740 m	Gwarek 1200	670	12	1352
	IV/MW	Chodnik transportowo - odstawczy (nr 133) w p. 364 zach., poz. 740 - 900 m	PATENTUS1200	600	27	1227
	V/MW	Chodnik transportowo - odstawczy (nr 133) w p. 364 zach., poz. 740 - 900 m	Gwarek 1200	650	15	1315
		Długość odstawy głównej.		5003	223	10229
Numer przenośnika na ogólnym schemacie transportu kopalni	Numer przenośnika na odstawie z rejonu eksploatacyjnego	Miejsce zainstalowania: odstawa oddziałowa	Typ przenośnika	Długość trasy [m]	Pętlica (długość) [m]	Długość łączna taśmy przenośnikowej ~ [m]
G1	1/05	Chodnik transportowy II (nr 584) w pokł. 510 poz. 900 m	Vacat 1200	220	21	460
G1	2/05	Pochylnia technologiczna II (nr 583) w pokł. 510 poz. 900 m	Gwarek 1200	170	21	360
G1	3/05	Chodnik badawczy II (nr 586) w pokł. 510 poz. 900 m.	Pioma B1200	600	50	1300
G2	1/01	Chodnik badawczy XIII (nr 559) w pokł.510 poz. 740-900 m.	Gwarek 1200	540	15	1095
G2	2/01	Chodnik transportowy (nr 501) w pokł. 510 poz. 740-900 m.	Gwarek 1200	240	15	495
G2	3/01	Pochylnia technologiczna I (nr 502) w pokł. 510 poz. 740-900 m.	Gwarek 1200	230	15	475
G2	4/01	Chodnik taśmowy śc. 01 (nr 506) w pokł. 510 poz. 740-900 m.	Pioma 1200	580	50	1210
		Długość odstawy ścianowej.		2580	187	5395
SUMA						**15624**

Schemat odstawy zbiorczej ZG Brzeszcze



Schemat odstawy zbiorczej ZG Brzeszcze



Legenda:

- odstawa zbiorcza
- aktualna jazda ludzi
- planowana jazda ludzi

Zestawienie długości tras jazdy ludzi		
	Ilość metrów	Ilość przenośników
Jazda ludzi czynna	0	0
Jazda ludzi planowana	3300	3
Jazda ludzi do likwidacji	0	0

Legenda:

- planowana jazda ludzi

Obszary zainteresowania

Wyrobisko

- długość,
- nachylenie,
- przekrój,
- poszerzenia,
- inne - planowane funkcje,
- jazda taśma górną, dolną

Przenośnik

- lokalizacja napędu,
- ilość napędów,
- lokalizacja głównych podzespołów
  - pętlica,
  - stacja przewojowa,
  - przesypy przelotowe.
- prędkość,
- szerokość taśmy
- typ konstrukcji

Wyposażenie w zakresie jazdy ludzi

- rodzaje pomostów
- gabaryty pomostów
- określenie stron wysiadania i wsiadania
- rodzaje zabezpieczeń
- dostępność rozwiązań technicznych

Podstawowe przepisy i normy

Normy i przepisy

Rozporządzenie Ministra Energii
z dnia 23 listopada 2016r
w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych
(Dz. U. z 2017 poz. 1118)

§ 690.

1. Połączenia taśmy przeznaczonej do jazdy ludzi zgrzewa się, wulkanizuje lub klei.
2. Dopuszcza się stosowanie połączeń mechanicznych taśmy przeznaczonej do jazdy ludzi w przenośnikach taśmowych zainstalowanych wewnątrz oddziałów, na zasadach określonych przez producenta taśmy i przenośnika taśmowego.
3. Połączenia taśmy przenośnika taśmowego przeznaczonego do jazdy ludzi trwale oznacza się przez pomalowanie w celu ułatwienia ich kontroli.

§ 670.

1. Wyrobiska, w których znajdują się przenośniki taśmowe przystosowane do jazdy ludzi, utrzymuje się w sposób zapewniający:
   1) odległość od konstrukcji trasy do ociosu obudowy lub urządzeń zainstalowanych na stałe w wyrobisku nie mniejszą niż:
      a) 0,25 m – na trasie przenośnika,
      b) 0,7 m – od strony przejścia dla osób;
   2) odległość taśmy górnej od stropu lub urządzeń zainstalowanych pod stropem nie mniejszą niż:
      a) 1 m – na trasie transportu osób,
      b) 1,5 m – w miejscach wsiadania i wysiadania osób.

Normy i przepisy

Rozporządzenie Ministra Energii
z dnia 23 listopada 2016r
w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych
(Dz. U. z 2017 poz. 1118)

§ 672.

2. Jeżeli jazdę ludzi prowadzi się na dolnej taśmie:
   1) odległość dolnej taśmy od elementów konstrukcyjnych górnej taśmy wynosi nie mniej niż:
      a) 1 m – na trasie jazdy ludzi,
      b) 1,5 m:
         – w miejscach wsiadania i wysiadania osób,
         – na długości 20 m za pomostem do wsiadania osób i przed pomostem do wysiadania osób;
   2) trasę prowadzenia górnej taśmy osłania się od dołu:
      a) a) na długości 20 m za pomostem do wsiadania osób i przed pomostem do wysiadania osób,
      b) b) nad pomostem do wsiadania i wysiadania.

§ 673.

2. Przenośnik taśmowy do jazdy ludzi wyposaża się w pomosty do wsiadania i wysiadania.
3. Pomosty do wsiadania i wysiadania:
   1) przystosowuje się do nachylenia wyrobiska;
   2) wyposaża się w elementy ułatwiające wsiadanie i wysiadanie;
   3) utrzymuje się w stanie zapobiegającym poślizgnięciu się.

Normy i przepisy

Rozporządzenie Ministra Energii
z dnia 23 listopada 2016r
w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych
(Dz. U. z 2017 poz. 1118)

§ 683.

1. Jazda ludzi na urobku jest dopuszczalna na zasadach określonych przez kierownika ruchu zakładu górniczego.
2. W przypadku transportu, o którym mowa w ust. 1, przy wymiarach określonych w § 670 ust. 1 pkt 2 i § 674 ust. 1 pkt 3 lit. b tiret drugie, uwzględnia się wysokość strugi urobku.

§ 684.

1. Jazda ludzi przenośnikiem taśmowym odbywa się z prędkością nie większą niż 2,5 m/s.
2. Dopuszcza się jazdę ludzi przenośnikiem taśmowym z prędkością większą niż 2,5 m/s pod warunkiem:
   1) zatrzymania przenośnika przy wsiadaniu i wysiadaniu lub
   2) ograniczenia prędkości w czasie wsiadania i wysiadania do wartości nie większej niż 2,5 m/s.

§ 690.

1. Połączenia taśmy przeznaczonej do jazdy ludzi zgrzewa się, wulkanizuje lub klei.
2. Dopuszcza się stosowanie połączeń mechanicznych taśmy przeznaczonej do jazdy ludzi w przenośnikach taśmowych zainstalowanych wewnątrz oddziałów, na zasadach określonych przez producenta taśmy i przenośnika taśmowego.

Polska Norma
EN ISO 22721:2007

12. Wytrzymałość na rozciąganie taśmy o całkowitej grubości

W przypadku taśm o wytrzymałości na rozciąganie nie większej niż 1 250 N/mm, minimalna wartość wytrzymałości statycznej rozłącznych połączeń mechanicznych taśm, badanej zgodnie z ISO 1120, powinna wynosić 60% wartości nominalnej wytrzymałości na rozciąganie w kierunku wzdłużnym gotowej taśmy o całkowitej grubości, a w przypadku taśm o wytrzymałości na rozciąganie większej niż 1 250 N/MM – powinna wynosić 50% wartości nominalnej wytrzymałości na rozciąganie w kierunku wzdłużnym gotowej taśmy o całkowitej grubości.

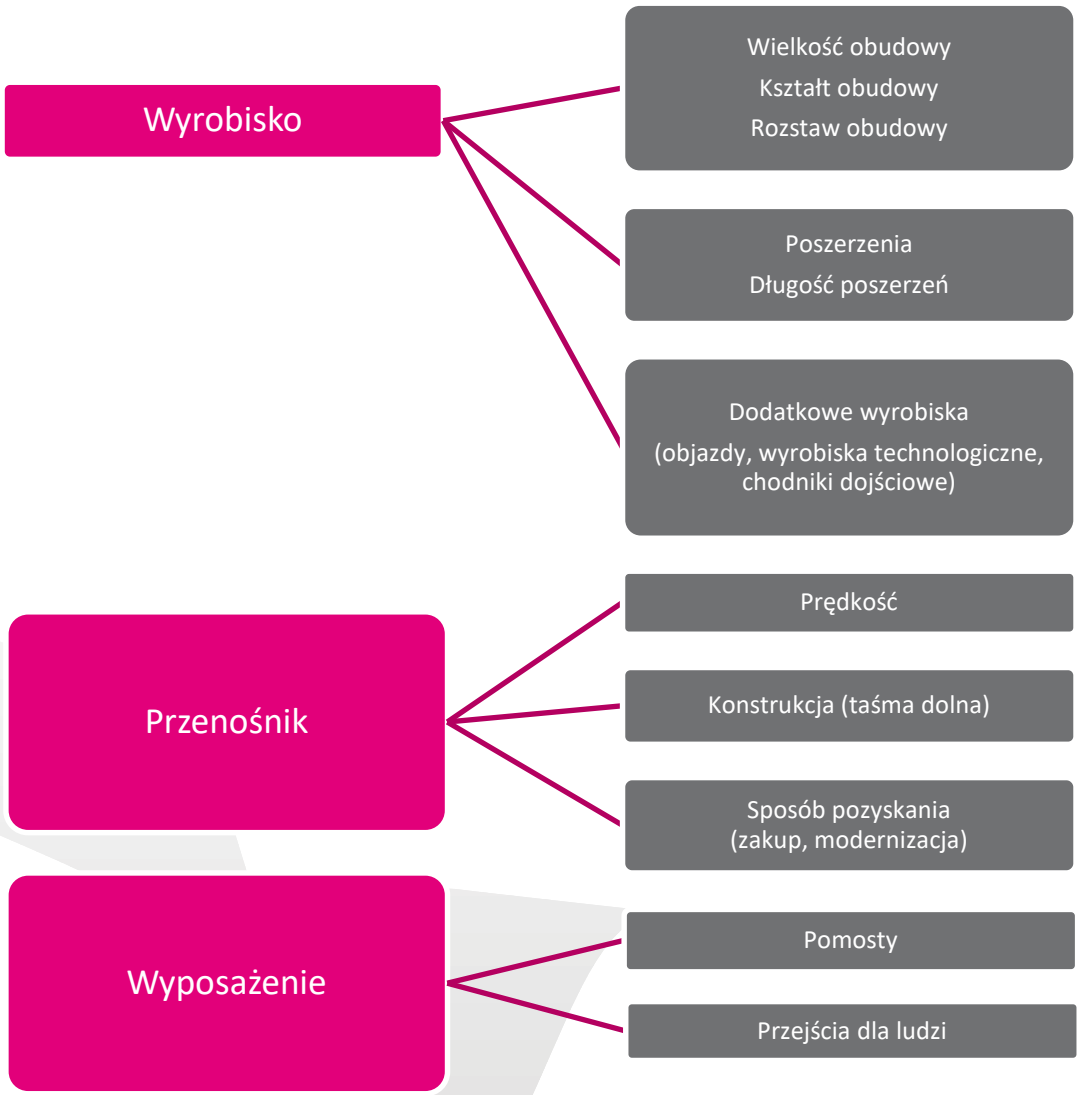
Normy i przepisy

Rozporządzenie Rady Ministrów
z dnia 30 kwietnia 2004 r.
w sprawie dopuszczania wyrobów do stosowania w zakładach górniczych
(Dz. U. Nr 99, poz. 1003, z 2005 r. Nr 80, poz. 695 oraz z 2007 r. Nr 249, poz. 185

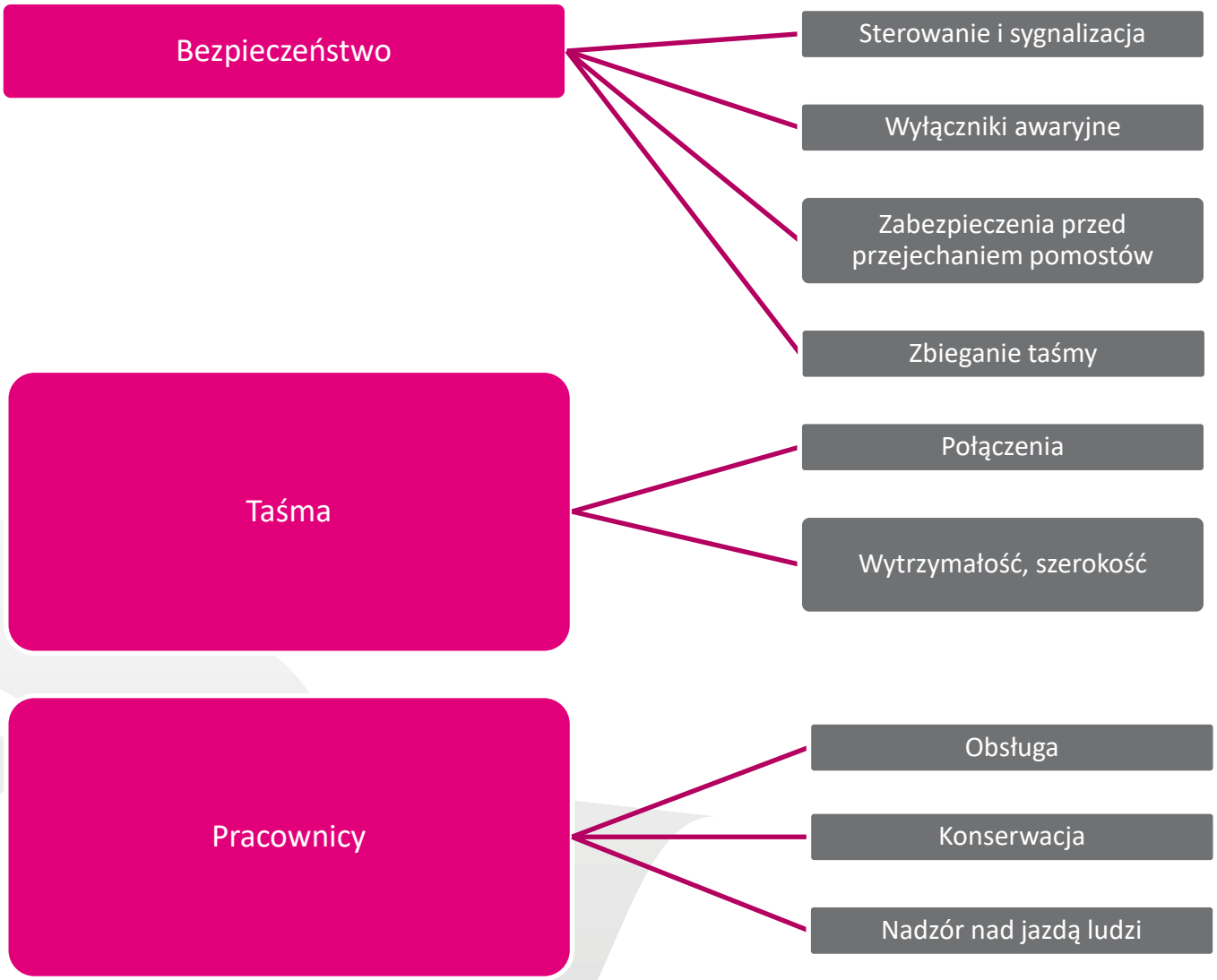
3.5.6. Wytrzymałość względna połączenia taśm przeznaczonych do jazdy ludzi powinna być większa niż 60%.

Aspekty planowania, efekty ekonomiczne

Ekonomiczne aspekty planowania jazdy ludzi



Ekonomiczne aspekty planowania jazdy ludzi



Cel – Efekt – Obowiązki - Ograniczenia

Cel

- poprawa bezpieczeństwa załogi
- poprawa komfortu pracy załogi
- zwiększenie mobilności załogi
- zmniejszenie wydatku energetycznego załogi
- wykorzystanie czasu pracy

Efekt

- wzrost wydajności na wszystkich stanowiskach
- wzrost poziomu pozytywnej oceny warunków pracy przez załogę
- zwiększona motywacja do realizacji celów i zadań
- ograniczenie ilości wypadków
- poprawa stanu technicznego przenośników
- ograniczenie ilości i czasu awarii

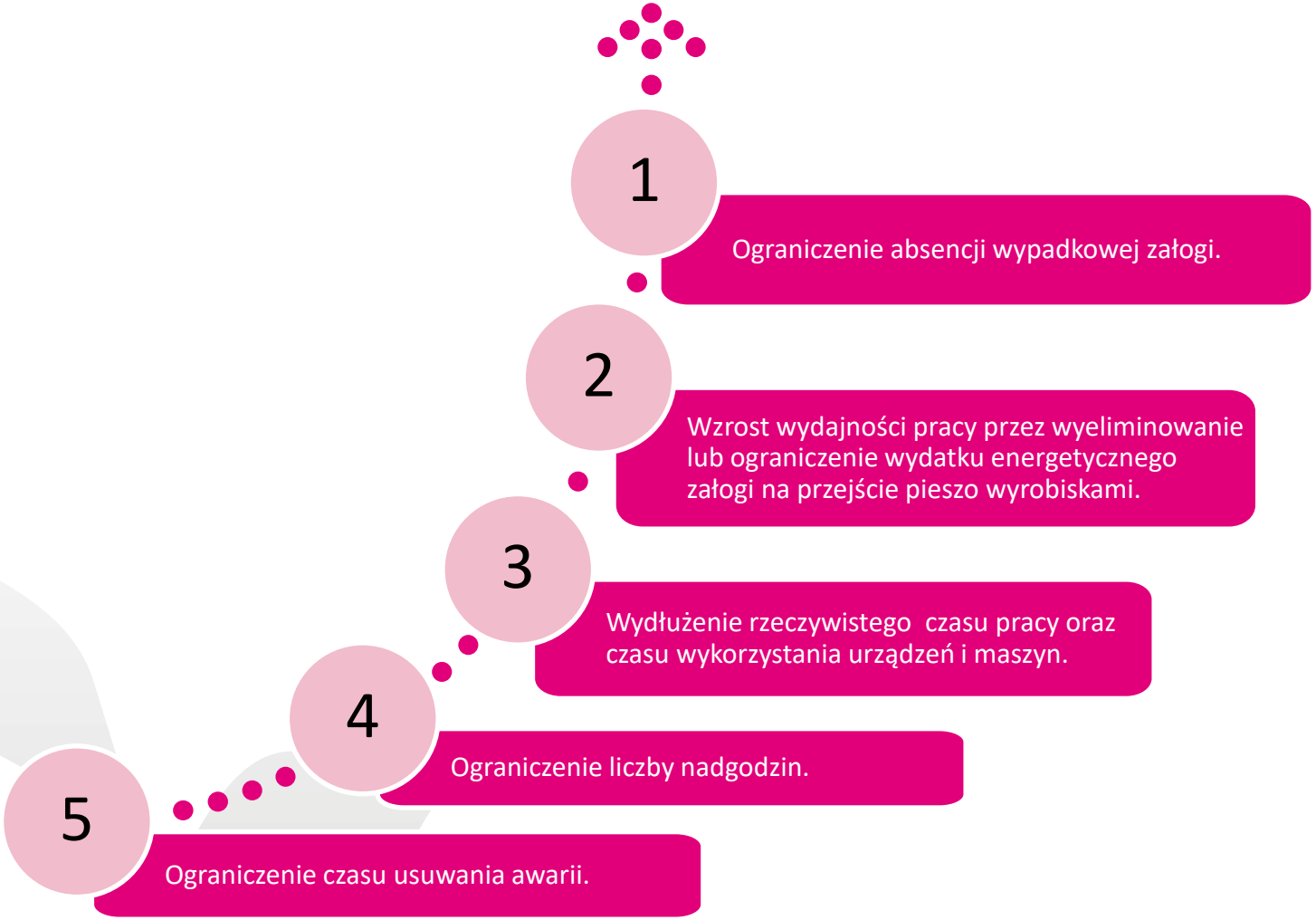
Obowiązki

- zwiększony zakres dokumentacji
- zwiększony zakres kontroli
- wzrost obłożenia
- podnoszenie kwalifikacji
- specjalizacja

Ograniczenia

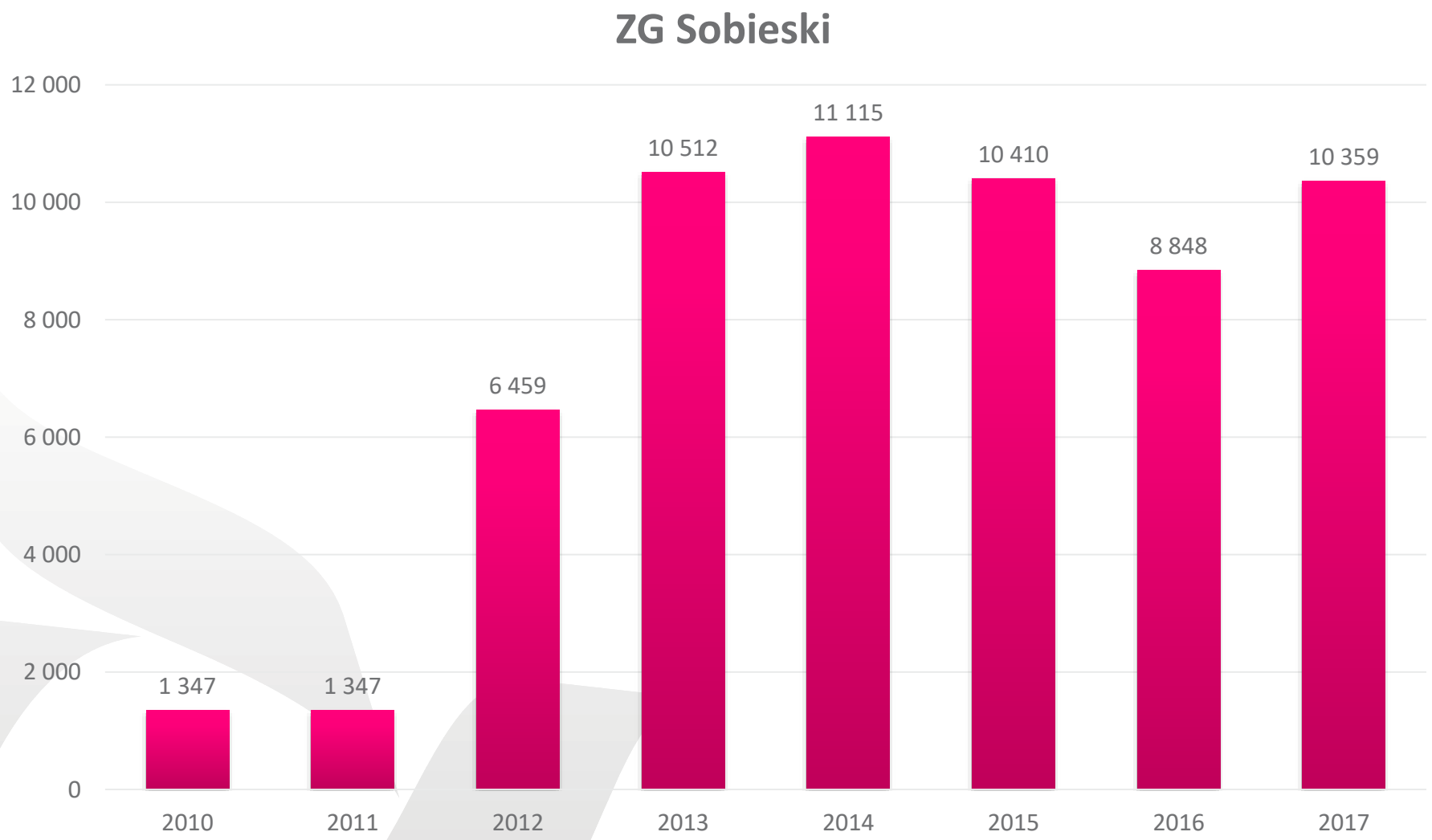
- rodzaje połączeń
- wydajność
- gabaryty wyrobisk
- równoczesność transportu
- wzrost zajętości przenośnika

Efekty ekonomiczne jazdy ludzi

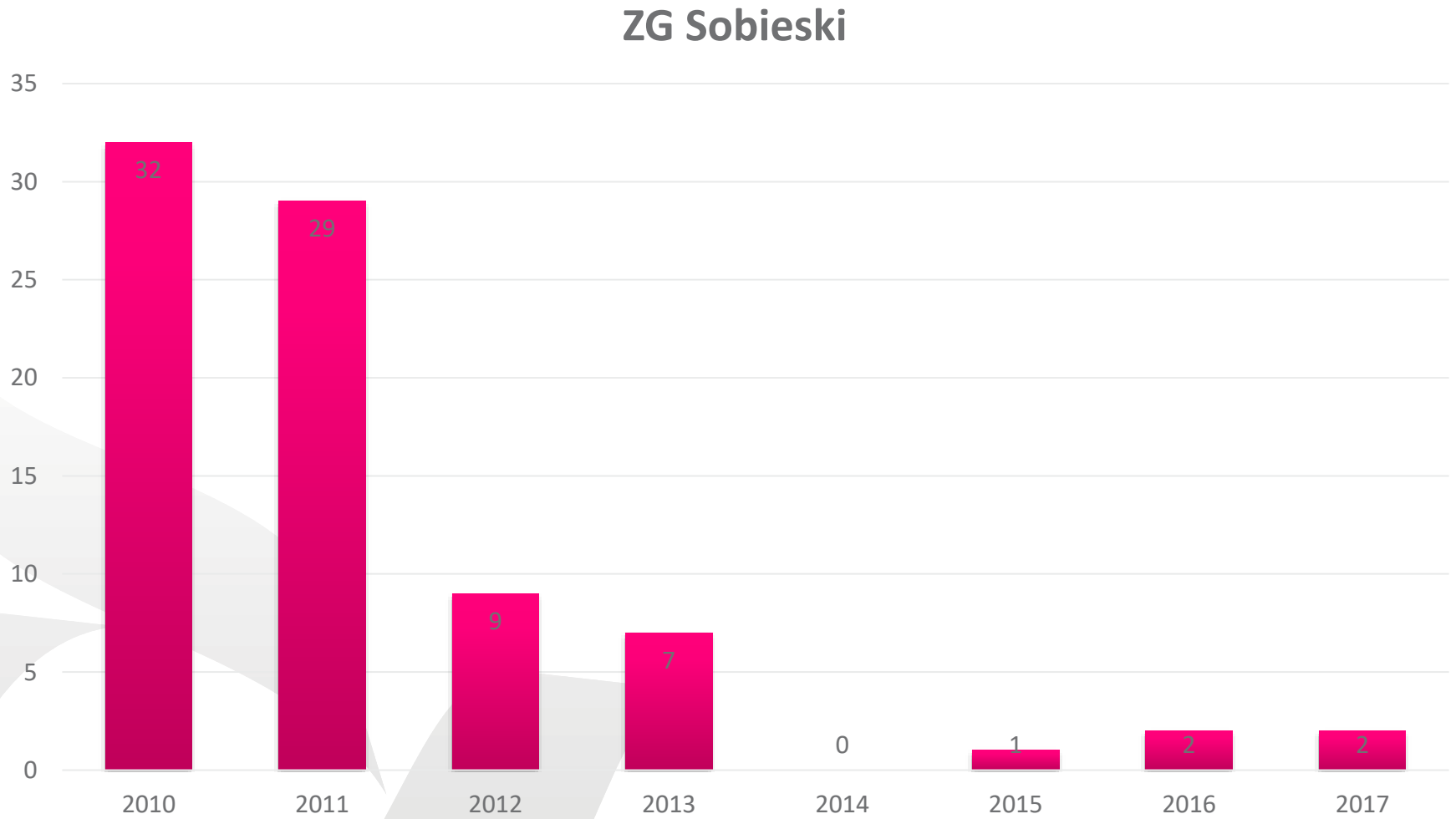


Jazda ludzi a wypadkowość

Długość tras jazdy ludzi na przestrzeni lat 2010-2017 w ZG Sobieski



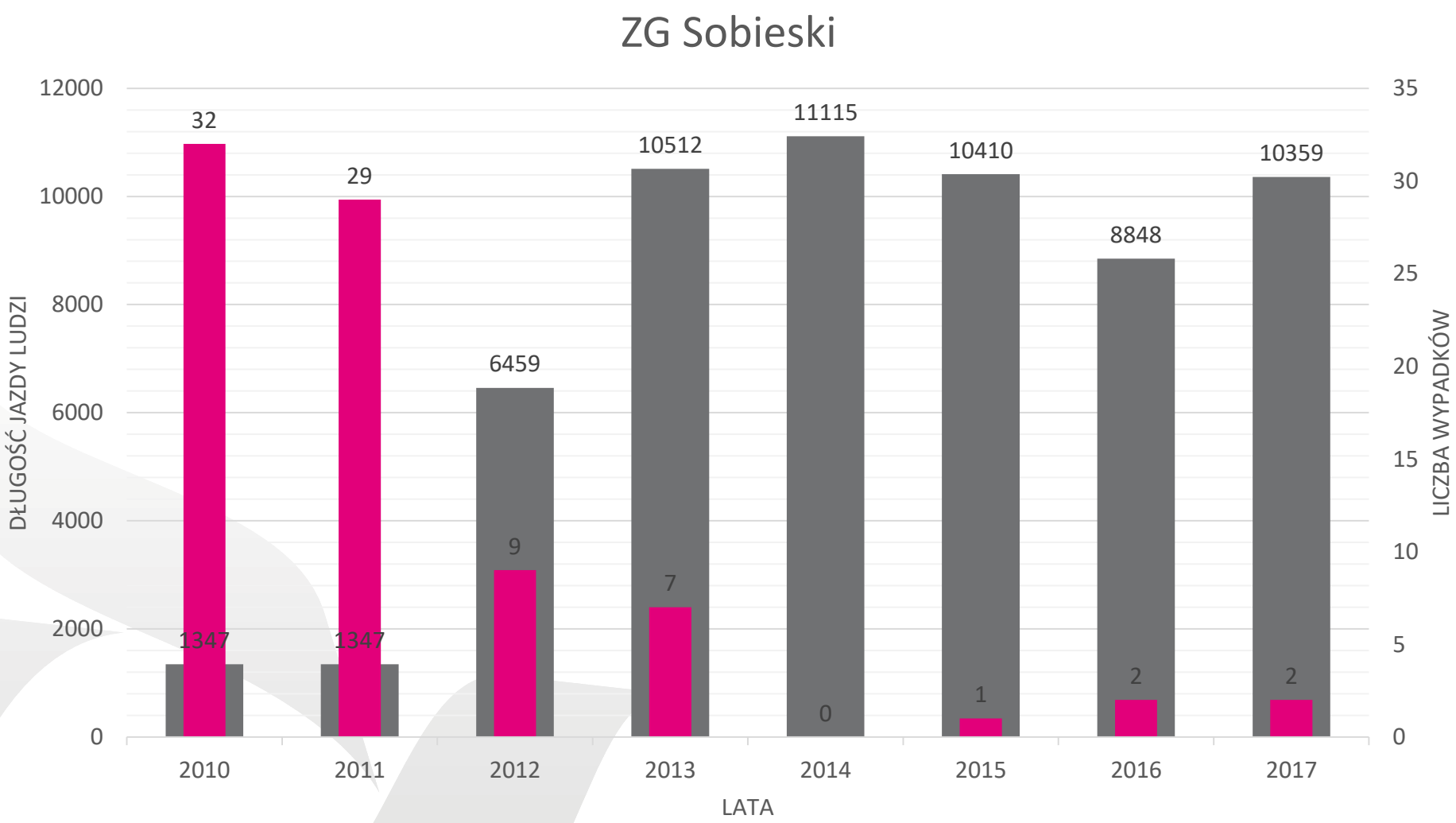
Wypadki na drogach dojścia do i ze stanowisk pracy w latach 2010 – 2017 ZG Sobieski



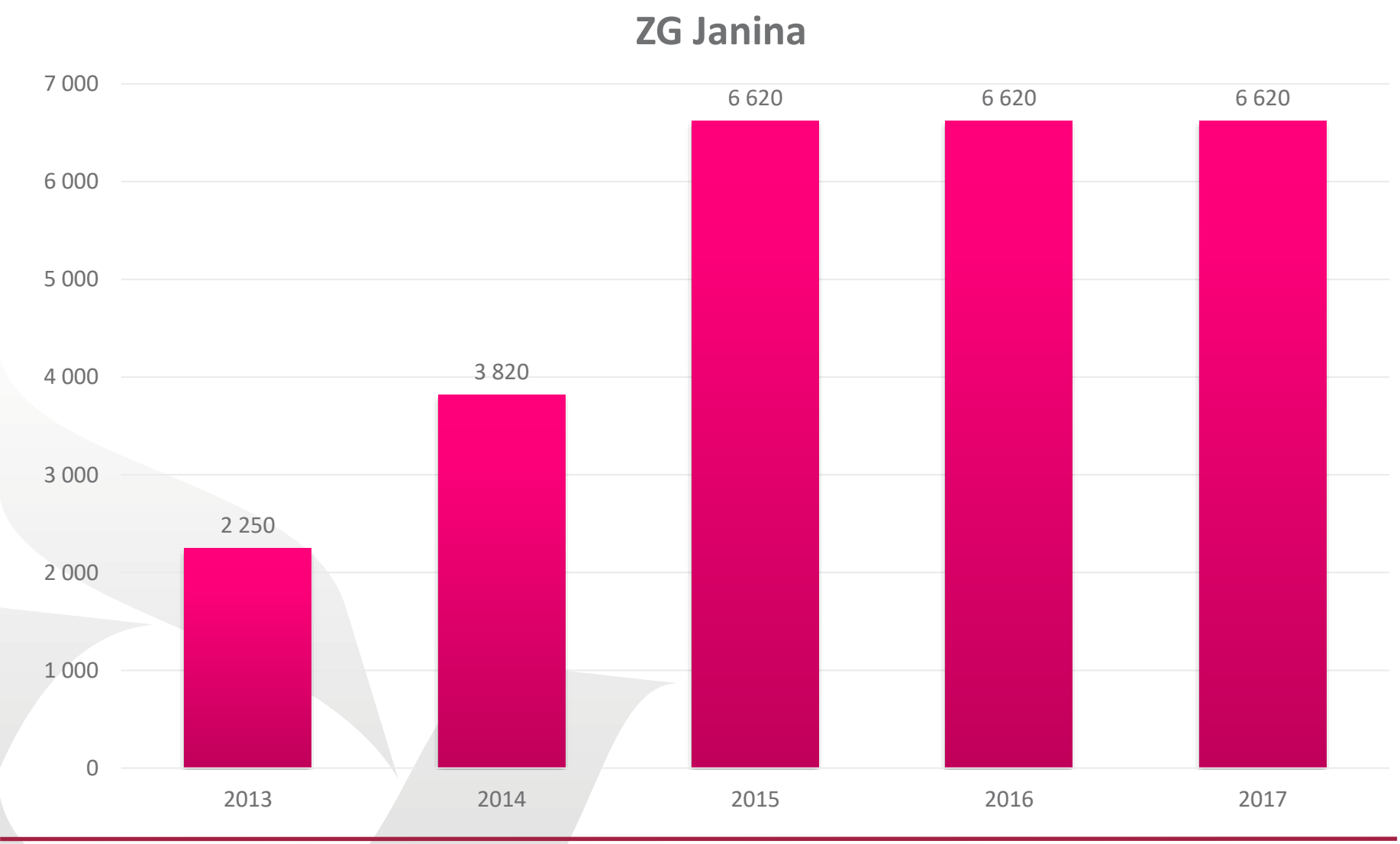
Wypadki na drogach dojścia do i ze stanowisk pracy w latach 2010 – 2017 ZG Sobieski

Dzięki ograniczeniu ilości wypadków w ostatnich 7 latach z poziomu ok. 30 wypadków występujących rocznie na drogach dojścia załogi do poziomu 2, uzyskano efekt obniżenia absencji chorobowej oraz związany z tym spadek kosztów tejże absencji ponoszonej przez kopalnię o wielkość 600 – 700 tys., w zależności od wskaźnika ciężkości wypadku.

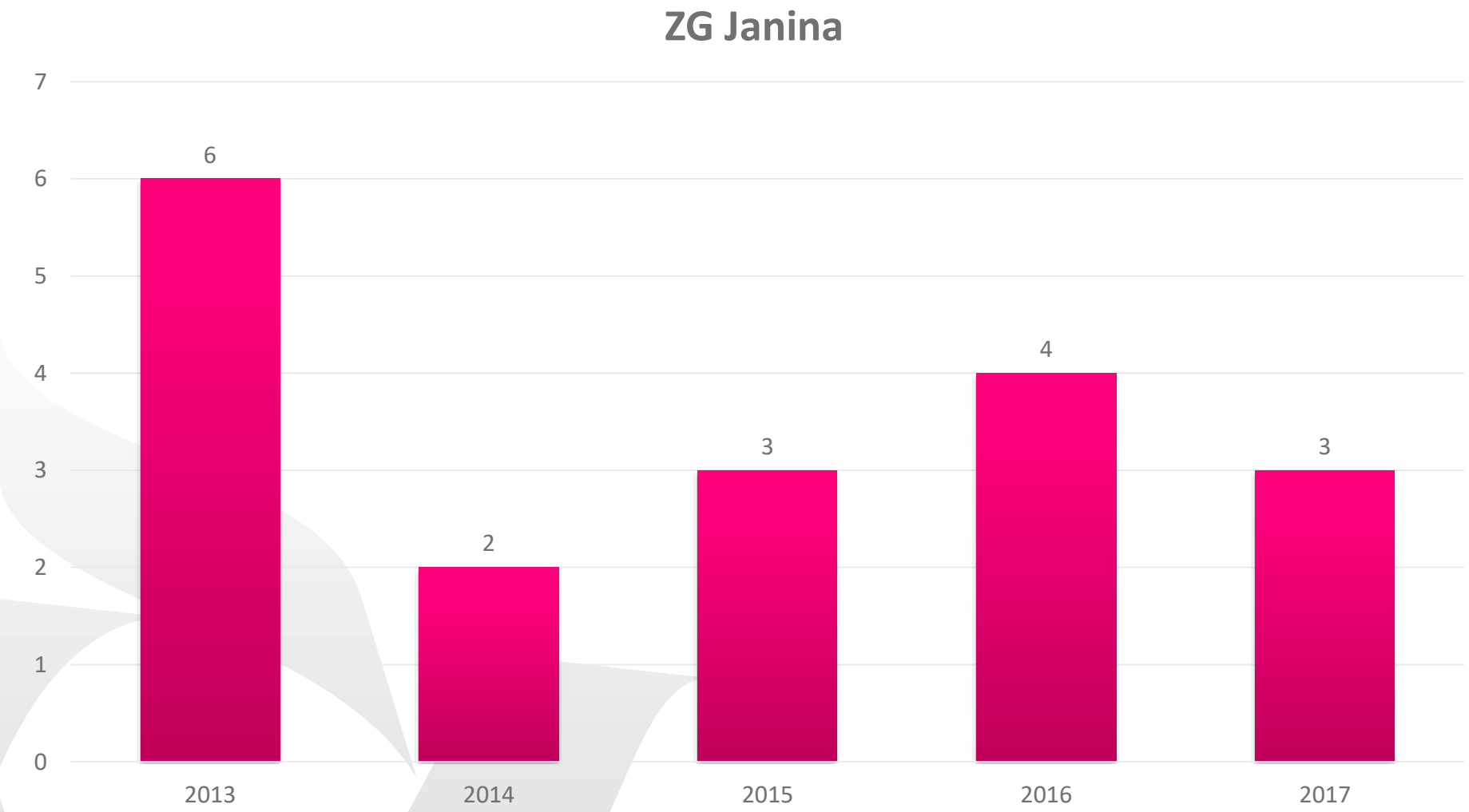
Długość tras jazdy ludzi w zestawieniu z wypadkowością na drodze dojścia załogi w ZG Sobieski



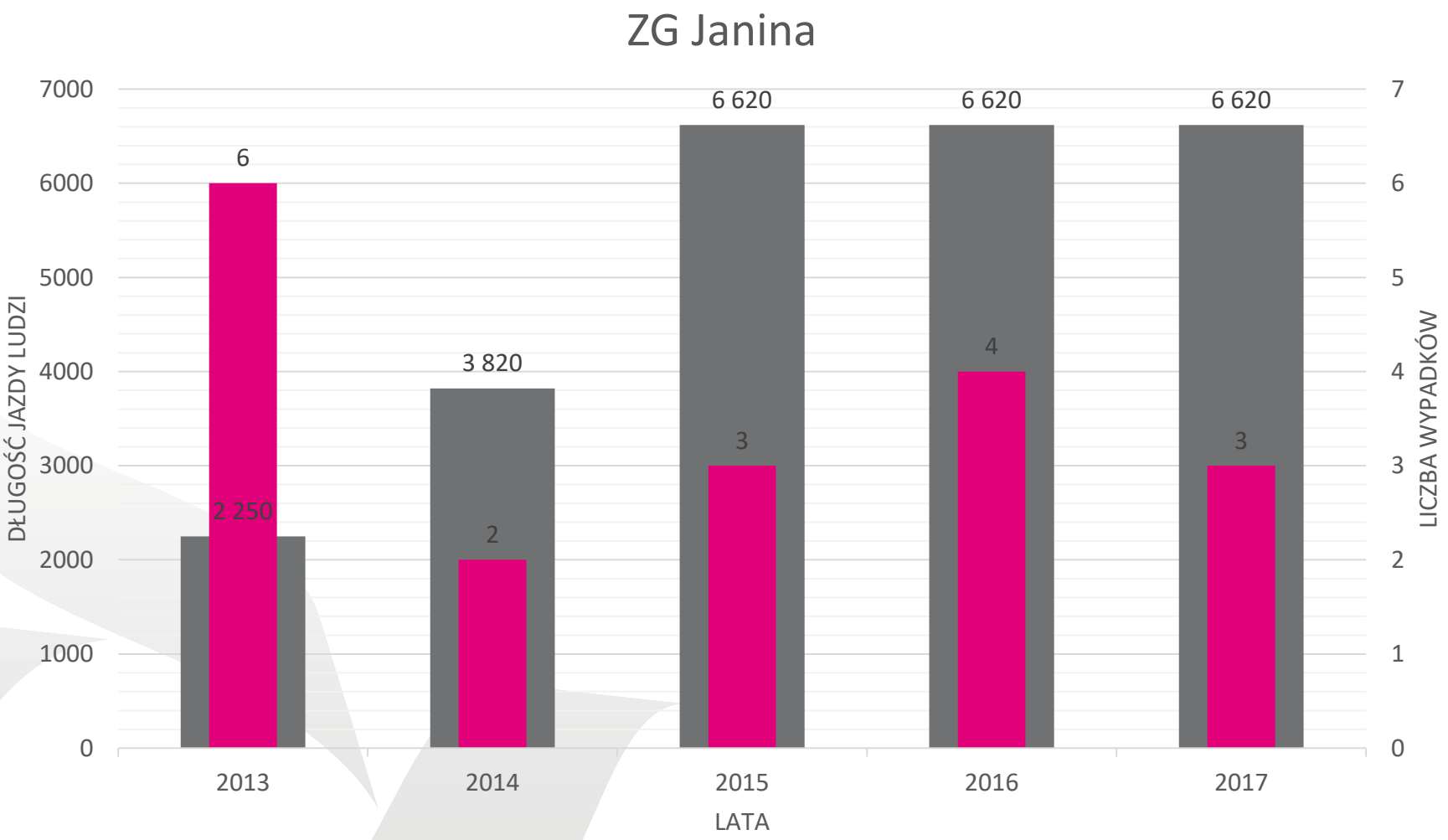
Długość tras jazdy ludzi na przestrzeni lat 2013-2017 w ZG Janina



Wypadki na drogach dojścia do i ze stanowisk pracy w latach 2013 – 2017 ZG Janina



Długość tras jazdy ludzi w zestawieniu z wypadkowością na drodze dojścia załogi w ZG Janina



Korzyści ze stosowania jazdy ludzi

Efekt ekonomiczny jazdy ludzi w skali dobowej ZG Sobieski

Oddział	Zysk czasu na oddziale związany z uruchomieniem jazdy ludzi [min]	Średnia prędkość robocza posuwu kombajnu [m/min]	Wskaźnik rzeczywistego czasu pracy kompleksu	Zabiór organu [m]	Wysokość ściany [m]	Zysk węgla [tony]	Zysk finansowy [PLN]
G 1	42	6	0,6	0,6	3,5	412	94 525
G 2	48	5	O,5	0,6	4,5	421	96 454
G 3	58	7	0,7	0,6	3,0	665	152 230
Suma							**343 200**

Efekt ekonomiczny jazdy ludzi w skali dobowej ZG JANINA

Oddział	Zysk czasu na oddziale związany z uruchomieniem jazdy ludzi [min]	Średnia prędkość robocza posuwu kombajnu [m/min]	Wskaźnik rzeczywistego czasu pracy kompleksu	Zabiór organu [m]	Wysokość ściany [m]	Zysk węgla [tony]	Zysk finansowy [PLN]
G 1 pokł. 118	64	5	0,5	0,6	2,8	349,5	80 021
G 2 pokł. 207	66	7	0,6	0,6	3,4	735	168 315
Suma							**248 366**

Teoria a praktyka

Doświadczenia i praktyka w zakresie stosowania jazdy ludzi w Tauron Wydobycie S.A.



Dziękuję za uwagę

GIG



Płaszczyzny osłabionej spoistości jednostek strukturalnych GZW

Dr inż. Renata Patyńska

rpatynska@gmail.com

- Górnictwo polskie charakteryzuje się wysokim poziomem aktywności sejsmicznej indukowanej działalnością górniczą
- dla właściwej oceny zagrożenia tąpaniami, niezbędna jest wszechstronna znajomość zarówno:
  - **Przyczyn** w tym w szczególności:
    - Głębokości <400m; 400-700m; >700m;
    - Skłonności do tąpań /Pt; Rc gr. 16 MPa/;
    - Wpływ warstw wstrząsogennych />20m; Rc>60MPa/;
    - Zasięg resztki i/lub krawędzi /odległej >60m; 60-30m; <30m/;
    - Sumowanie ww. resztek i/lub krawędzi;
    - Prowadzenie wyrobiska w strefie nieodprężonej;
    - Grubość warstwy;
    - Otoczenie zrobów;

- **Przyczyn** cd.:
  - Długość frontu ścianowego;
  - Lokalizacja i/lub prowadzenie chodników względem zrobów;
  - Zbliżanie do zrobów;
  - Zbliżanie do chodnika;
  - Rozcięcie pokładu;
  - Lokalizacja względem uskoku /w skrzydle wiszącym lub zrzuconym/
  - Zbliżanie do dyslokacji /pofałdowań, wycienień lub połaczenia/ w pokładzie
  - Zbliżanie do filara
  - Odprężenie pokładu przez nadebranie lub podebranie;
  - itp.

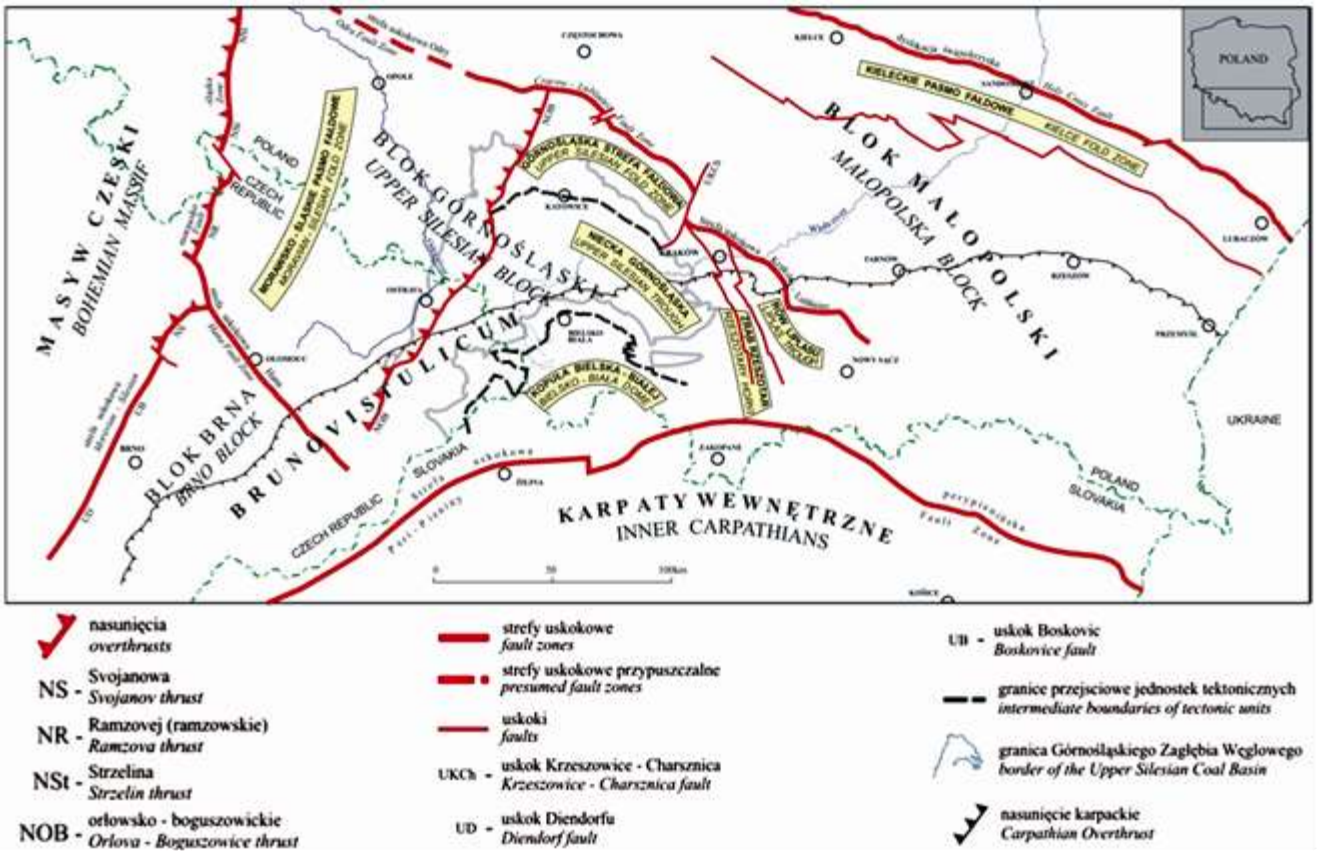
- **Skutków w tym w szczególności:**
  - **Wypadki górników;**
  - **Uszkodzenia i/lub zniszczenia wyrobisk;**
  - **Energia wstrząsu który spowodował tąpnięcie;**
  - **Odległość epicentralna;**
  - **Amplituda prędkości drgań.**

w rejonie tąpnięć.

- Górnictwo polskie charakteryzuje się wysokim poziomem aktywności sejsmicznej indukowanej działalnością górniczą
- dla właściwej oceny zagrożenia wstrząsami a w szczególności zagrożenia tąpaniami, niezbędne jest wszechstronne rozpoznanie zarówno:
  - **GEOLOGICZNYCH** - strukturalnych cech górotworu,
  - **GÓRNICZYCH** parametrów w rejonie frontów robót,

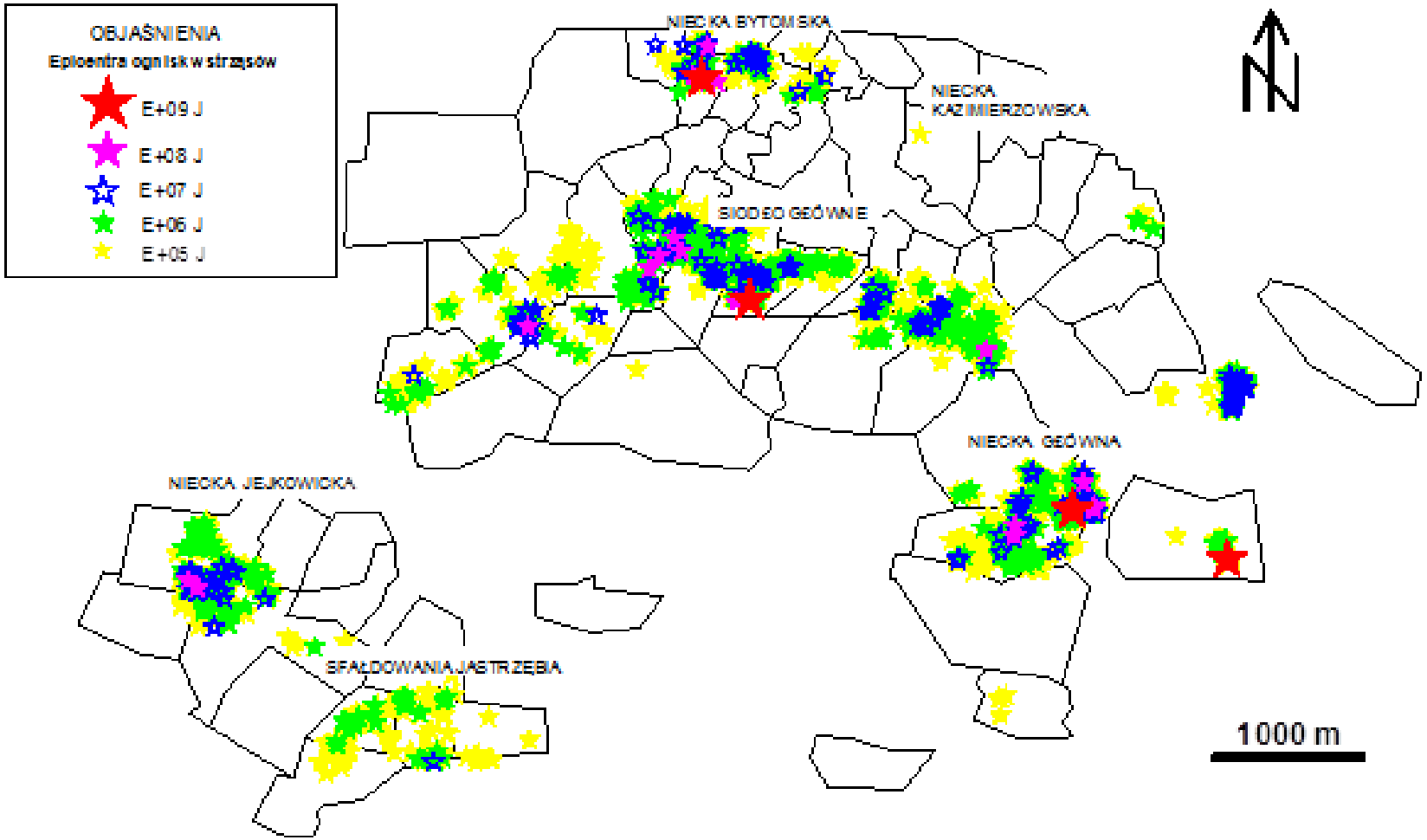
  w otoczeniu skutków tąpnięć.

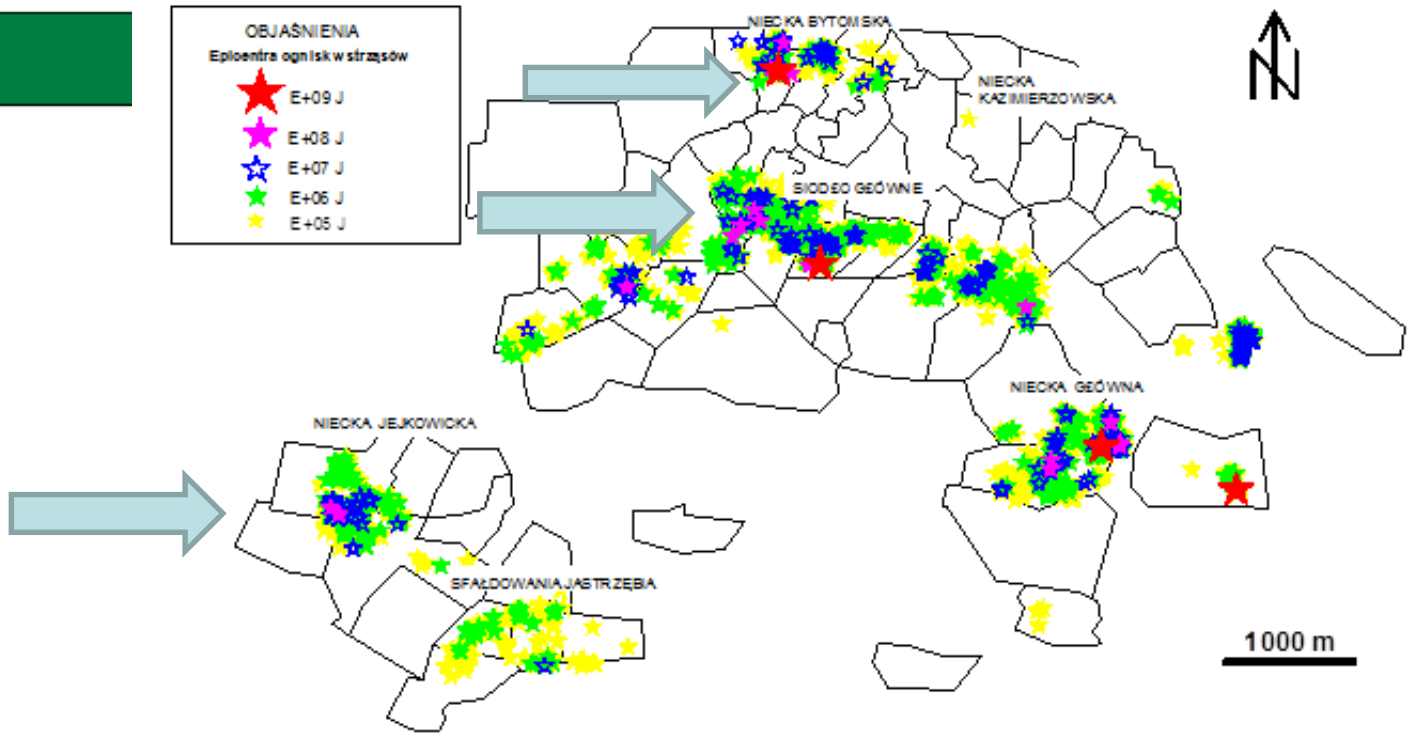
Jednostki strukturalne Górnośląskiego Zagłębia Węglowego (wg. Buła, Żaba, Habryn, 2008)



W obrębie bloku górnośląskiego wydzielono **kilka struktur**, które charakteryzują się subrównoleżnikowym ułożeniem i są od siebie oddzielone nieciągłościami drugiego rzędu:

- nieckę górnośląską,
- górnośląską serię fałdową,
- morawsko-śląskie pasmo fałdowo-nasuwcze,
- kopułę Bielska-Białej,
- zrąb Rzeszotar,
- rów Liplasu


OBJAŚNIENIA
Epicentra ognisk wstrząsów
E+09 J
E+08 J
E+07 J
E+06 J
E+05 J
NIECKA BYTOMSKA
NIECKA KAZIMIERZOWSKA
SIODŁO GŁÓWNE
NIECKA GŁÓWNA
NIECKA JEJKOWICKA
SFAŁDOWANIA JASTRZĘBIA
1000 m



Rejon	Liczba wstrząsów Nw	Procentowy udział, %	Energia sumaryczna wstrząsów Ew, J	Procentowy udział, %	Energia średnia wstrząsów, J
Niecka bytomska (NB)	1492	8,3	$5{,}48 \cdot 10^{9}$	12,2	**$2{,}17 \cdot 10^{6}$**
Siodło główne (SG)	**8164**	45,4	**$2{,}04 \cdot 10^{10}$**	45,3	$2{,}06 \cdot 10^{6}$
Niecka główna (NG)	5321	26,6	**$1{,}35 \cdot 10^{10}$**	30,1	$1{,}92 \cdot 10^{6}$
Niecka jejkowicka i chwałowicka (NJ)	2991	16,6	$5{,}55 \cdot 10^{9}$	12,4	$1{,}45 \cdot 10^{6}$
Niecka kazimierzowska (NK)	17	0,1	$3{,}36 \cdot 10^{7}$	0,1	$1{,}26 \cdot 10^{6}$

- **PARAMETRY GEOLOGICZNE** - strukturalne rejonów związanych bezpośrednio ze skutkami wstrząsów, które spowodowały tąpnięcia:
  - Tektonika regionalna i lokalna
  - Głębokość zalegania pokładu, kąt nachylenia, rozciągłość
  - Płaszczyzny osłabionej spoistości górotworu: kliważ, podzielność, spękania, łupność ...
  - Lokalizacja frontów robót ścian i/lub chodników względem uskoków
  - Fronty robót w skrzydłach uskoków /wiszących lub zrzuconych/
  - Lokalizacja uskoku względem miejsc skutków tąpnięć
  - Kierunek wybierania względem azymutów stref uskokowych
  - Łupność i jej nachylenie względem kierunku eksploatacji pokładu

- **PARAMETRY GÓRNICZE** rejonów związanych bezpośrednio ze skutkami wstrząsów, które spowodowały tąpnięcia:
  - Dochodzenie, odchodzenie, przechodzenie – wzdłuż, przez lub pod kątem do azymutów stref uskokowych;
  - Położenie front – uskok /w funkcji odległości, kąta/;
  - Częstotliwość tąpnięć względem frontów robót górniczych ścian i/lub chodników;
  - Rozciągłość uskoków a linia frontu robót górniczych;
  - Zasięg zniszczeń i uszkodzeń wyrobisk górniczych;
  - Minimalna odległość pomiędzy epicentrum a skutkami tąpnięć;

- PARAMETRY CZYNNIKÓW GÓRNICZYCH rejonów związanych bezpośrednio ze skutkami wstrząsów, które spowodowały tąpnięcia:
  - Wysokość wyrobisk;
  - Skutki tąpnięć w ścianach i/lub w otoczeniu ścian;
  - Skutki tąpnięć w wyrobiskach drążonych lub istniejących;
  - Skutki tąpnięć w ścianach zawałowych lub podsadzkowych;
  - Skutki w funkcji odległości frontów robót ścian i/lub chodników;
  - Kąt pomiędzy linią frontu robót a płaszczyzną uskoku;

- Wstrząsy sejsmicznie występują w rejonach o zróżnicowanych warunkach geologiczno-górniczych (Patyńska 2001). Ogniska wstrząsów koncentrują się przede wszystkim:
  - **w strefach** aktualnie prowadzonej eksploatacji, bez względu na stopień zaangażowania tektonicznego;
  - **przed frontem** eksploatacji, w przypadku gdy eksploatacja prowadzona była w strefie zaangażowanej tektonicznie, przy czym wśród nich wystąpiły wstrząsy o wysokich energiach sejsmicznych;
  - **w starych zrobach** i rejonach niedawno prowadzonej eksploatacji w przypadku sąsiedztwa znacznych obszarów starych zrobów;
  - w starych zrobach w **strefach zaangażowanych tektonicznie** oraz na uskokach, o zrzutach co najmniej kilku metrów, gdy w jednym ze skrzydeł prowadzona jest eksploatacja;
  - poza obszarami prowadzonej eksploatacji **w strefach struktur tektonicznych**.

- Pierwsze badania dotyczące istnienia związku między geomechaniczną strukturą górotworu a zagrożeniem sejsmicznym indukowanym robotami górniczymi prowadził J. Dubiński (1992).
  - W celu określenia **stanu struktury geomechanicznej** oraz jej zmian zastosował **sejsmiczną technikę** pomiarową połączoną z **tomograficznym** odwzorowaniem pola prędkości rozchodzenia się fal sejsmicznych.
  - Wyniki dołowych pomiarów sejsmicznych prowadzonych w celu wyprzedzającego rozpoznania geotechnicznej struktury górotworu przed frontem ścianowym **wykazał wyraźny związek tej struktury z charakterem aktywności sejsmologicznej.**

- Próbę korelacji parametrów zuskokowania obszarów niecki Bytomskiej i siodła głównego z parametrami aktywności sejsmicznej przeprowadzili G. Sagan i W. Zuberek (1986).
  - Na podstawie analizy związków statystycznych między **wskaźnikami budowy tektonicznej a wskaźnikami aktywności** sejsmicznej wykazali ścisłe zależności między obydwoma zjawiskami (bez i z uwzględnieniem wielkości zrzutu), wynikające przede wszystkim z liczby wstrząsów oraz z wielkości wyzwolonej energii sejsmicznej.
  - Badania te wykazały, że **wysokoenergetyczne zjawiska sejsmiczne silne** ale **rzadkie koncentrują się w pobliżu uskoków**, zaś **niskoenergetyczne ale częste związane są głównie z eksploatacją.**

- Szczegółowe badania dotyczące cech strukturalnych górotworu w otoczeniu tąpnięć zostały przeprowadzone przez R. Patyńską (2001, 2008).
- Wykazały one m.in. że:
  - dla przypadku eksploatacji pokładów węgla w rowie tektonicznym złożonym z dwóch uskoków z uwagi na zagrożenie tąpaniami bezpieczniej jest najpierw prowadzić eksploatację po obu stronach uskoków, a następnie między nimi.
  - Aktywność sejsmiczna zależy od lokalizacji frontów robót górniczych względem płaszczyzny uskoku, w jego skrzydle zrzuconym lub w skrzydle wiszącym
  - Łupność leżąca lub wisząca wpływa na ilość i jakość wstrząsów sejsmicznych

- Kluczowym problemem, przed którym stoi od lat nauka i praktyka górnicza jest **postęp w identyfikowaniu bezpośrednich przyczyn zaistnienia tąpnięcia**, szczególnie w fazie dotyczącej powstania impulsu dynamicznego związanego z wstrząsem sejsmicznym.
  - Wówczas można prowadzić bardziej skuteczne działania profilaktyczne przeciwdziałające tąpaniom.
  - Zjawiska sejsmiczne i związane z nimi zagrożenie tąpaniami w danym polu eksploatacyjnym jest bowiem determinowane szeregiem czynników naturalnych i technicznych, z których dominujące to:
    - parametry wytrzymałościowe węgla i skał otaczających,
    - parametry strukturalne górotworu oraz
    - wielkości naprężeń w otoczeniu prowadzonych robót górniczych i wyrobisk.

- Parametryzacja rejonów występowania wstrząsów sejsmicznych powodujących tąpnięcia, pozwoliła na:
  - wytypowanie tych cech górotworu, które dotyczą uwarunkowań górniczo-geologicznych eksploatacji

  jak i

  - ocenę charakteru przyczyn i skutków aktywności sejsmicznej w otoczeniu robót górniczych.

- Wstrząsy sejsmiczne w wyniku których dochodzi do tąpnięć, stanowią jedno z podstawowych zagrożeń bezpieczeństwa pracy i ciągłości wydobycia.
  - Do najbardziej niebezpiecznych, zalicza się wstrząsy ze skutkami w postaci zniszczeń wyrobisk oraz wypadków (ciężkich oraz śmiertelnych) górników przebywających w ich zasięgu.
  - Dlatego też rozpoznanie uwarunkowań górniczo-geologicznych eksploatacji jak i cech strukturalnych górotworu w rejonie występowania tąpnięć jest niezwykle ważne w aspekcie predykcji tego zagrożenia.
- Analiza oparta na danych m.in. z Raportu nt. Zagrożenia tąpaniami z lat 2001-2015 (Patyńska, 2002-2016; 2008) pozwoliła na szczegółowe scharakteryzowanie warunków zaistnienia tych groźnych dla eksploatacji górniczej zjawisk.

- W okresie obejmującym 15 lat, tj. od 2001 – 2015 roku poziom aktywności sejsmicznej ulegał zmianom i zależał zarówno od intensywności eksploatacji, jak i od zmienności budowy litologicznej i tektonicznej.
- W latach 2001-2015 wystąpiło aż 20 tąpnięć spowodowanych wstrząsami o energii sejsmicznej powyżej 10^7 J z 42 zjawisk ogółem.
- Skutki w postaci uszkodzonych wyrobisk lub ich zniszczenia wystąpiły w 27 ścianach zawałowych i 3 ścianach podsadzkowych.

- Charakterystyczna dla tąpnięć wysokość wyrobisk wynosiła 2,0÷6,0 m.
- W większości w 30 przypadkach /na 42 rozpatrywane/, skutki stwierdzono w otoczeniu ścian (tj. w chodnikach przyścianowych oraz przecinkach ścianowych).
- Pozostałe 12 tąpnięć wystąpiło w wyrobiskach chodnikowych drążonych lub istniejących, nie związanych bezpośrednio z robotami eksploatacyjnymi.

- Analiza wpływu zrzutów uskoków lokalnych znajdujących się najbliżej miejsc skutków tąpnięć pozwala na następujące stwierdzenia:
  - 28 tąpnięć zlokalizowano w strefach uskoków lokalnych o zrzutach dochodzących do kilkunastu metrów (<12 m),
  - 12 tąpnięć zaistniało w otoczeniu dużych uskoków (charakterystycznych dla struktury tektoniki pierwotnej), o zrzutach dochodzących do 200 m,
  - 2 tąpnięcia nie dotyczyły otoczenia uskoków.

- Charakterystyka miejsc tąpnięć na podstawie zebranych materiałów opisowych i map górniczych, pozwala na usystematyzowanie usytuowania frontu robót (ścian lub chodników) względem najbliższego uskoku.
  - Stąd jednoznaczna ocena dotycząca zaliczania frontów do skrzydeł wiszących lub zrzuconych, a określona na podstawie zalegania płaszczyzn uskokowych w ich bezpośrednim otoczeniu.
  - Odnotowano 17 przypadków, w których front robót górniczych znajdował się w skrzydle zrzuconym, natomiast w skrzydle wiszącym zaistniało 19 tąpnięć.
  - Cztery tąpnięcia spowodowały skutki w ścianach, w których front pól ścianowych znajdował się w otoczeniu zarówno uskoku wiszącego jak i zrzuconego.

- Kierunek eksploatacji frontem robót względem najbliższego uskoku w przypadku 13 tąpnięć pokrywał się z kierunkiem jego azymutu.
- W 18 przypadkach tąpnięcia zaistniały wtedy, kiedy fronty robót dochodziły do stref uskokowych.
- Tylko 4 tąpnięcia odnotowano przy odchodzeniu od uskoku.
- Dwa zdarzenia zaistniały w sytuacji przechodzenia frontami robót górniczych, stref uskokowych.

- Analizowane tąpnięcia w otoczeniu czynnych frontów robót, wystąpiły w określonych odległościach od najbliższych stref uskokowych. I tak skutki tych zdarzeń zaistniały:
  - do 5 m – zaistniało 5 tąpnięć,
  - 20÷90 m – zaistniało 11 tąpnięć,
  - 100÷160 m – zaistniało 12 tąpnięć,
  - 200÷250 m – zaistniało 7 tąpnięć,
  - 300÷450 m – zaistniało 4 tąpnięcia,
  - >800 m – zaistniało 1 tąpnięcie.

- W 2 przypadkach brak jest dokładnych danych odnoszących się do odległości miejsca położenia front-uskok.
- Z zestawienia tąpnięć w otoczeniu uskoków wynika, że 23 tąpnięcia, (co stanowi 55% rozpatrywanych) sprowokowało skutki w wyrobiskach w odległości do 100 m od płaszczyzny najbliższego uskoku.
- W odległości od uskoku wynoszącej od 120 do 200 m, było 9 tąpnięć oraz 27 tąpnięć w odległości powyżej 220 m.

- Odnosząc powyższe dane do danych literaturowych należy nadmienić, że:
- 14 tąpnięć zaistniało w odległości uskok – skutki wynoszącej 40 m, co stanowi ok. 33% udziału wszystkich analizowanych przypadków.
- Analogicznie w odległości 50 m zaistniało 17 tąpnięć tj. 40%.

- Już pierwsze obliczenia numeryczne wykonane przez zespół T. Majcherczyk, A. Tajduś, M. Cała (1994), dowiodły wpływu płaszczyzn osłabionej spoistości ze szczególnym uwzględnieniem uskoków, na wzrost zagrożenia wstrząsami i tąpaniami.
  - Generalnie wykazano istnienie wyraźnego wpływu uskoku na stan naprężeń w stropowych warstwach piaskowca występującego w otoczeniu wyrobisk.
  - Stwierdzono także, że koncentracja naprężeń może doprowadzić do nagłego zniszczenia warstwy piaskowca połączonego z dynamicznym wyładowaniem energii (tąpnięciem).
  - Z graficznych obrazów rozkładów naprężeń na modelu wynika, że strefy maksymalnych koncentracji naprężeń, a tym samym największego zagrożenia tąpaniami, występują w odległości do około 40 m od uskoku.

- Dane statystyczne wskazują, że przy odległości frontów robót zlokalizowanych od uskoku do 40 m, na 14 tąpnięć aż 9 zaistniało w otoczeniu ścian.
- Konfrontacja wzajemnego układu uskok - front robót w odległości do 50 m pomiędzy nimi, pozwala także na kolejny wniosek.
  - Ponieważ przeciętny wybieg ścian w kopalniach węgla kamiennego wynosi 600÷700 m, z rocznych raportów o zagrożeniu tąpaniami (Patyńska, 2002-2016) wynika, że częstotliwość występowania tąpnięć w otoczeniu frontów ścian (31 zdarzeń) jest około trzykrotnie większa niż w otoczeniu chodników (11 tąpnięć).

- Kolejny parametr to kąt upadu powierzchni tychże uskoków, wynoszący od $75 \div 90^0$, średnio 85^0.
- Z map pokładów, w których wystąpiły tąpnięcia wynika, że uskoki w 22 przypadkach miały azymut rozciągłości południkowy, w pozostałych 18 - azymut równoleżnikowy.
- Dwa tąpnięcia odnotowano w osi dna niecki.
- Generalnie rozciągłość uskoków w większości przypadków była tożsama z łupnością struktury złoża.

- Na podstawie analizy górotworu w otoczeniu zaistniałych skutków tąpnięć, stwierdzono, że najbezpieczniejszą dla eksploatacji jest rozciągłość łupności, której kąt w płaszczyźnie poziomej w stosunku do linii frontu wynosi $51 \div 70^0$ i/lub $11 \div 20^0$.

Wartość kąta front-uskok, stopień	<10	11÷20	21÷30	31÷40	**41÷50**	51÷60	61÷70	71÷80	81÷90	Brak uskoku
Liczba tąpnięć	4	5	7	2	**13**	2	2	2	3	2

Zależność liczby tąpnięć od wartości kąta układu front robót górniczych-uskok

Najbardziej niebezpieczną ze stref jest strefa frontu przemieszczającego się w skrzydle zrzuconym, pod stropem o łupności leżącej

- Z oceny wielkości kąta zawartego między linią frontu a najbliższym uskokiem wynika, że kąt zawarty między linią frontu ściany lub przodka a płaszczyzną uskoku lokalnego jest najbardziej niebezpieczny, gdy ma wartość pomiędzy $41 \div 50^0$.
- Generalnie kąt około 45^0 to udział 31% tąpnięć.
- Najmniejszą liczbę tąpnięć wykazuje przedział o kącie $51 \div 80^0$, z czego można wnosić, że **wraz ze wzrostem kąta front-uskok maleje liczba tąpnięć.**
- **Im kąt front-uskok mniejszy tym większe prawdopodobieństwo wystąpienia tąpnięcia.**

Zależność liczby tąpnięć od odległości ogniska wstrząsów i jego skutków

Odległość, m	<25	26÷50	51÷100	101÷150	151÷200	>200
Liczba tąpnięć ognisko – skutek, m	7	10	14	4	4	3
Liczba tąpnięć zależności uskok-ognisko, m	8	5	9	6	2	9
Liczba tąpnięć zależności uskok – czynny front, m	7	4	10	6	6	7

Ocena wpływu odległości skutków tąpnięć oraz ognisk wstrząsów, prowadzi do wniosku, że im odległość mniejsza tym więcej tąpnięć.

Konkluzja:

- spośród 42 tąpnięć aż 31 zaistniało w odległości < 100 m pomiędzy epicentrum ogniska wstrząsu i jego skutkiem, co stanowi 74 % wszystkich tąpnięć zaistniałych w latach 2001-2015.
- im odległość ogniska bliższa linii frontu oraz strefy uskokowej, tym większa liczba wstrząsów, zwłaszcza ze skutkami w postaci tąpnięć w tym zniszczeń i/lub uszkodzeń wyrobisk zlokalizowanych do 100 m.

- Dane parametrów tąpnięć, wskazują także, że najbardziej niebezpieczne w skali zagrożenia tąpaniami, są lokalizacje frontów ścian w odległości do około 40 m od uskoku, kiedy kąt pomiędzy linią frontu robót oraz płaszczyzną uskoku wynosi około 4-50°.
- Sytuowanie linii frontu eksploatacji względem kierunków płaszczyzn osłabionej spoistości (łupności) oraz stref uskokowych wpływa zarówno na wzrost zagrożenia wstrząsami jak i tąpaniami.

- Znajomość struktury górotworu w połączeniu z działalnością górniczą, umożliwiającą optymalne i bezpieczne rozcięcie i eksploatację złoża jest ważna szczególnie w pobliżu stref uskokowych.
  - Można przypuszczać, że dokładne poznanie tektoniki, w połączeniu z odpowiednio zaprojektowaną profilaktyką, pozwolą na ograniczenie oraz zmniejszenie energii generowanych wstrząsów.
  - Przy prowadzeniu eksploatacji na dużych głębokościach, w warunkach wysokich naprężeń tektonicznych, pomocne jest formowanie odpowiedniej strefy spękań wokół wyrobisk górniczych, zwłaszcza z uwzględnieniem pierwotnej struktury górotworu, przy dochodzeniu frontów eksploatacji do uskoków.

- Przeprowadzone analizy parametryzacji górotworu, w którym odnotowano tąpnięcia, wskazują na niewątpliwy wpływ pierwotnej i wtórnej strefy spękań na intensywność tego zjawiska.
- W wyniku procesów tektonicznych pierwotne formy zalegania złóż skalnych uległy zakłóceniom (Pawłowicz, 1966), wytworzyły się bowiem w nich sfałdowania, spękania, uskoki, intruzje.
- Spękania powstały w wyniku działania dużych naprężeń rozciągających lub ścinających, które nie zawsze muszą ujawniać się w postaci szczelin.

- **W wyniku przerwania ciągłości skał i przesunięcia rozspojonych części wzdłuż tak zwanej powierzchni uskokowej lub strefy uskokowej, powstających w procesie ścinania tworzy się uskok**.
- Proces ten dokonuje się dwoma sposobami:
  - **przez rozspojenie** ośrodka pierwotnie ciągłego - wówczas mówi się o uskoku pierwotnym
  - **przez ślizg** wzdłuż istniejącej powierzchni nieciągłości, którego rezultatem jest uskok wtórny.

Charakter uskoku:

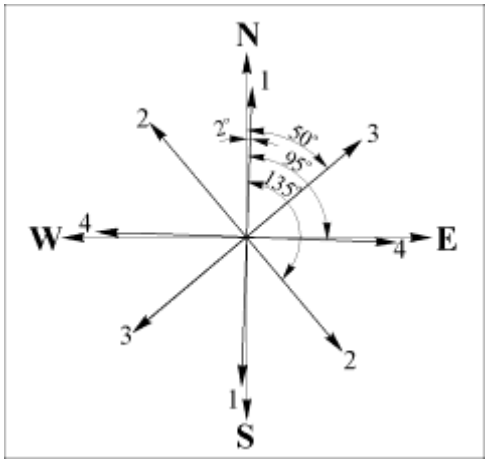
- Warstwy skalne przesunięte wzdłuż płaszczyzny uskoku w dół noszą nazwę skrzydła zrzuconego, warstwy nienaruszone lub podniesione – skrzydła wiszącego.
- Stąd dane dotyczące ilościowej i jakościowej oceny zagrożenia tąpnięciami dla robót górniczych zlokalizowanych w jego skrzydłach zrzuconym lub wiszącym.

Wnioski:

- Celem niniejszej analizy było wykazanie, że w praktyce górniczej, jest możliwa jakościowa i ilościowa parametryzacja górotworu w zasięgu uskoków, które m.in. charakteryzują:
  - kąt kierunkowy rozciągłości,
  - kąt upadu powierzchni uskokowej oraz
  - wysokość zrzutu uskoku, tzn. pionowa odległość skrzydeł.
- Uskoki występują przeważnie w zespołach, tworząc rozległe strefy uskokowe.

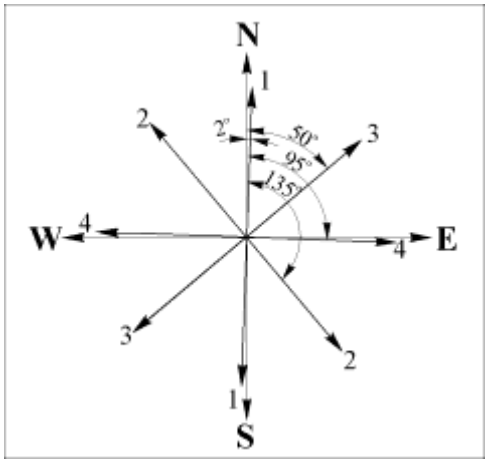
- Analiza tektoniki oraz kierunków i gęstości spękań górotworu karbońskiego umożliwia wydzielenie rejonów o różnym zaangażowaniu tektonicznym.
  - ***Rejon o słabym zaangażowaniu tektonicznym*** charakteryzuje się możliwością występowania pojedynczych, drobnych uskoków o niewielkich rozmiarach, głównie w warstwach o najmniejszej wytrzymałości, w tym w pokładach węgla i iłowcach o dużej podzielności sedymentacyjnej.
  - ***Rejon o średnim zaangażowaniu tektonicznym*** charakteryzuje się możliwością występowania licznych drobnych uskoków i pojedynczych uskoków średnich oraz stref skał mocno spękanych, obejmujących wszystkie warstwy litologiczne.
  - ***Rejon o silnym zaangażowaniu tektonicznym*** charakteryzuje się występowaniem dużych i średnich uskoków, o zmiennym kącie nachylenia warstw, z licznymi strefami brekcji, druzgotu i skał mocno spękanych.

- Wyznaczone kierunki systemów uskoków w GZW odpowiadają czterem różnym fazom górotwórczym.
- Dla praktyki oznacza to, że jeżeli wyrobiskiem górniczym napotka się na nieudokumentowany dotychczas uskok, można z dużym prawdopodobieństwem przewidzieć jego przebieg, przypisując go do jednego z wyżej wymienionych systemów.



Orientacja systemów uskoków w północnej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego Goszcz A.,
Goszcz A.: Niektóre zagadnienia geodynamiki górotworu karbońskiego Górnośląskiego Zagłębia Węglowego na tle nowych interpretacji prac badawczych z zakresu geofizyki i tektonofizyki, Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo z. 149, Gliwice, 1986.

- Przytoczona klasyfikacja czterech systemów uskoków wyklucza możliwość przypadkowej orientacji szczelin.
- Dowiedziono także, że istnieje wyraźna zgodność pomiędzy orientacją uskoków a orientacją spękań kliważowych.
- Idąc tokiem takiego rozumowania istnieje możliwość optymalnego zaprojektowania eksploatacji w stosunku do występującego kliważu.



Orientacja systemów uskoków w północnej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego Goszcz A.,

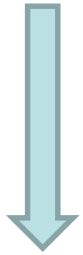
Goszcz A.: Niektóre zagadnienia geodynamiki górotworu karbońskiego Górnośląskiego Zagłębia Węglowego na tle nowych interpretacji prac badawczych z zakresu geofizyki i tektonofizyki, Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo z. 149, Gliwice, 1986.

Uskoki

- Sporządzenie charakterystyki powierzchni stref uskokowych umożliwia prześledzenie przebiegu dyslokacji w przekroju pionowym i w płaszczyźnie poziomej.
- Cechy geometryczne uskoków opisano we wszystkich badanych obszarach górniczych oraz pomierzono ich orientację przestrzenną.
- Pobieżna analiza wykazała, że zdecydowana większość z nich zapada pod bardzo stromymi kątami (powyżej 95% ogólnej liczby pomierzonych powierzchni uskoków ma kąt upadu nie mniejszy od 75%).

Uskoki

- Są to systemy uskoków o kierunkach:
- ***NW-SE*** - które mają orientację zbliżoną do dyslokacji podłużnych względem osi struktur fałdowych; Są to przede wszystkim strome uskoki normalne.
- ***SW-NE*** - które zajmują pozycję uskoków poprzecznych do osi struktur fałdowych.
- ***N-S*** - które stanowią najliczniejszą grupę dyslokacji w badanym terenie. Charakterystyczną cechą tych struktur jest szeroka, dochodząca nawet do 300 m strefa uskokowa, złożona z wielu szczelin, z przestrzenią międzyszczelinową wypełnioną brekcją tektoniczną lub iłem tektonicznym i silnie zaangażowanym tektonicznie węglem ze skupieniami pirytu. /płd./



Uskoki *N-S*

- Warstwy skał karbońskich w sąsiedztwie uskoków są wyraźnie zaburzone.
- Węgiel kamienny jest silnie zmięty i pocięty na płyty o formach wykluczających pochodzenie sedymentacyjno-erozyjne deformacji.
- Silnie zaangażowane tektonicznie są także skały płonne, zwłaszcza iłowce i mułowce.
- Widoczne są ugięcia przyuskokowe.
- Spotykana jest zmienność upadu powierzchni uskokowych w pionie.

Uskoki *N-S*

- Omówione cechy strefy ślizgowej pozwoliły zaszeregować uskoki do grupy struktur pierwotnych.
- Większość nieciągłości południkowych składa się niemal w 100% z uskoków normalnych.
- Tworzą one system skomplikowanych rowów i zrębów tektonicznych, którego oś jest zbliżona do przebiegu uskoku wojkowicko-będzińskiego.
- Tego typu szereg tworzył się w przesuwczym okresie deformacyjnym.

Uskoki



- *W-E* - które mają niewielki procentowy udział w tektonice dysjunktywnej zbadanego obszaru.
- Ich bezpośrednie obserwacje wykazały różnice charakteru pod względem nieciągłości.
- W konsekwencji ich obecność uzupełnia obraz nieciągłej deformacji górotworu karbońskiego.
- /strefa równoleżnikowa/

Uskoki

- Są to systemy uskoków o kierunkach:
- ***NW-SE*** - które mają orientację zbliżoną do dyslokacji podłużnych względem osi struktur fałdowych; Są to przede wszystkim strome uskoki normalne.
- ***SW-NE*** - które zajmują pozycję uskoków poprzecznych do osi struktur fałdowych.
- ***N-S*** - które stanowią najliczniejszą grupę dyslokacji w badanym terenie. Charakterystyczną cechą tych struktur jest szeroka, dochodząca nawet do 300 m strefa uskokowa, złożona z wielu szczelin, z przestrzenią międzyszczelinową wypełnioną brekcją tektoniczną lub iłem tektonicznym i silnie zaangażowanym tektonicznie węglem ze skupieniami pirytu.

- Odnotowane przypadki 40 tąpnięć dotyczyły wpływu stref uskoków znajdujących się **najbliżej miejsc skutków** tąpnięć,
- **Maksymalną liczbę 28 tąpnięć** odnotowano w strefach uskoków lokalnych o zrzutach dochodzących do kilkunastu metrów (<12 m),
- W **skrzydłach wiszących** stref uskokowych zaistniało 19 tąpnięć. W 17 przypadkach front robót górniczych znajdował się w skrzydle zrzuconym,
- Tylko w 2 przypadkach tąpnięcia nie były związane z uskokami.

- W 18 przypadkach tąpnięcia zaistniały wtedy, kiedy **fronty robót dochodziły do stref uskokowych**, tylko 4 tąpnięcia odnotowano **przy odchodzeniu** od uskoku oraz 2 zdarzenia w sytuacji **przechodzenia** stref uskokowych frontami robót górniczych.
- Częstotliwość występowania tąpnięć w otoczeniu frontów ścian (31 tąpnięć) jest około trzykrotnie większa niż w otoczeniu chodników (11 tąpnięć).
- Kąt zawarty między linią frontu ściany lub przodka a płaszczyzną uskoku lokalnego jest najbardziej niebezpieczny gdy ma wartość pomiędzy $41 \div 50^0$. Generalnie kąt około 45^0 to udział 31% tąpnięć.

- Najmniejszą liczbę tąpnięć wykazuje przedział o kącie $51 \div 80^0$, z czego można wnosić, że wraz ze wzrostem kąta front-uskok maleje liczba tąpnięć.
- Im kąt front-uskok mniejszy tym większe prawdopodobieństwo wystąpienia tąpnięcia.
- Z zestawienia parametrów górotworu w sąsiedztwie tąpnięć wynika, że 23 tąpnięcia, (co stanowi 55% rozpatrywanych) sprowokowało skutki w wyrobiskach w odległości do 100 m od płaszczyzny najbliższego uskoku.
- W odległości od uskoku wynoszącej od 120 do 200 m, było 9 tąpnięć oraz 27 tąpnięć w odległości powyżej 220 m.

Zalecenie:

- Wykorzystanie powyższych ustaleń przy opracowywaniu projektów eksploatacji pozwoli na:
  - poprawę bezpieczeństwa pracy,
  - równocześnie umożliwi selektywny dobór aktywnej profilaktyki tąpaniowej do lokalnych warunków geologiczno-górniczych.

Literatura:

1. Dubiński J., Związek geomechanicznej struktury górotworu z indukowaną aktywnością sejsmiczną. IV Konferencja nt.: Postęp naukowy i techniczny w geologii górniczej węgla kamiennego, Szczyrk, 1992, Katowice, SITG.
2. Majcherczyk T., Tajduś., Cała M., Wpływ uskoków na stan zagrożenia tąpaniami pokładów węgla, Materiały Sympozjum Naukowo-Techniczne, Tąpania ’94, nt. Rozwiązanie inżynierskie w problematyce tąpań, Katowice, 1994.
3. Patyńska R., Wpływ kierunku eksploatacji pokładów węgla na zagrożenie tąpaniami. Katowice GIG, 2001, (Praca doktorska).
4. Patyńska R., Zagrożenie tąpaniami. Raport roczny o stanie zagrożeń naturalnych i technicznych w przemyśle węglowym, ich ocena oraz kierunki ulepszania i profilaktyki. Wyd. GIG, Katowice, 2002-2016.
5. Patyńska R., Stec K., Regional Rockburst Indicator for structural units of Upper Silesian Coal Basin. Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej. Studia Geotechnica et Mechanica, Wrocław 2017, Vol. 39 (2017), No. 2
6. Patyńska R., 2008: Uwarunkowania górniczo-geologiczne eksploatacji pokładów zagrożonych tąpaniami w latach 1987-2007. Wydawnictwo IGSMiE PAN, Gospodarka Surowcami Mineralnymi, Kwartalnik Tom 24-Zeszyt 2/3, Kraków, p. 227-243.
7. Pawłowicz K., Rozkład powierzchni osłabionej spoistości w skałach, metoda oznaczania trwałości i próba klasyfikacji stropów pokładów węgla w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym, Katowice, 1966.
8. Sagan G., Zuberek W., Analiza związku sejsmiczności z tektoniką i przebiegiem eksploatacji w obszarze górniczym kopalni Polkowice. Publs. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc., M-8 (191), 1986.

GIG

Dziękuję za uwagę







O wymaganiach dla napędów spalinowych do podziemnych wyrobisk kopalń węgla kamiennego

autorzy:
dr inż. Edward Pieczora
dr inż. Piotr Dobrzaniecki

INSTYTUT TECHNIKI GÓRNICZEJ
KOMAG

WSTĘP

Trochę historii….

Transport po spągu







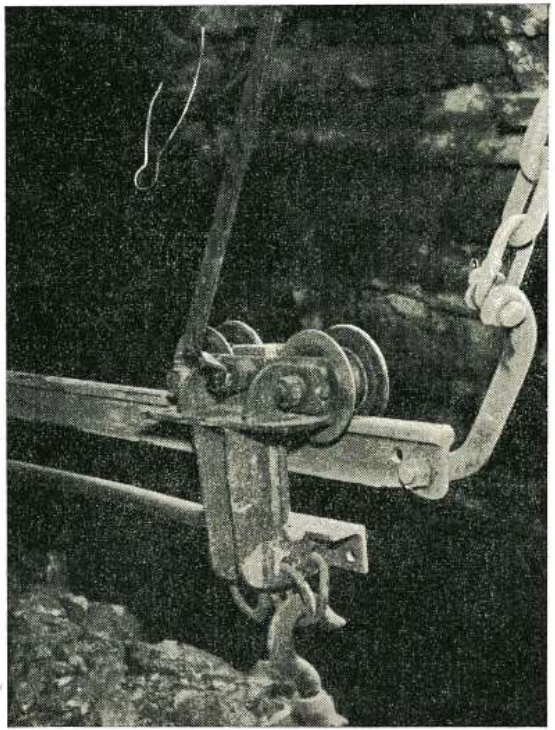




WSTĘP

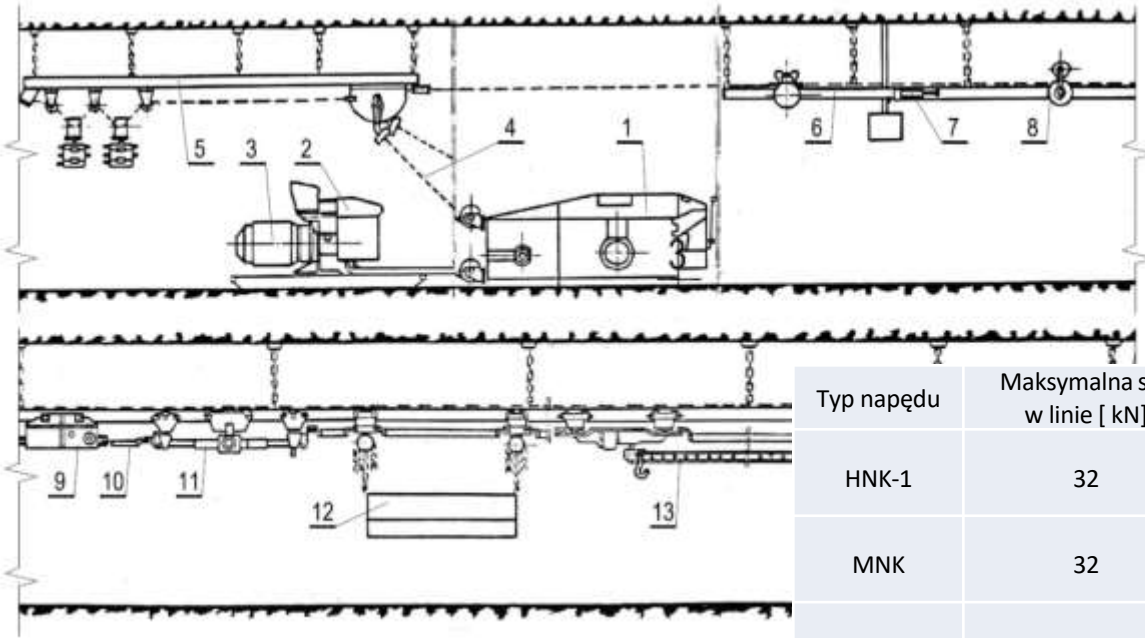
Trochę historii…. **Początek rozwoju kolejek podwieszonych – połowa XX w.**







KOLEJKI Z NAPĘDEM LINOWYM





Kolej szynowa podwieszona ty

Kolej szynowa podwieszona ty

Typ napędu	Maksymalna siła w linie [kN]	Maksymalna prędkość liny [m/s]	Uwagi
HNK-1	32	2	napęd elektrohydrauliczny stosowany w kolei KSP-32
MNK	32	2	napęd mechaniczny stosowany w kolei KSP-32
HNK-2	63	2	napęd elektrohydrauliczny stosowany w kolei KSP-63 i SKS-60 M
HNK-3	100	1,5	napęd elektrohydrauliczny stosowany w kolei KSP-63 i SKS-60 M
NK-100H	100	2	napęd elektrohydrauliczny stosowany w kolei KSP-63 i SKS-100/900 NL

KOLEJKI Z NAPĘDEM LINOWYM

Rok 2002 – 1200 kolejek KSP-32

Ograniczenia kolejek z napędem linowym:

- możliwość prowadzenia transportu jedynie wzdłuż z góry wyznaczonej trasy,

- brak wizualnego kontaktu pracownika obsługującego napęd z zestawem transportowym,

- możliwość niekontrolowanego zerwania liny ciągnącej i wynikające stąd zagrożenie wypadkowe,

- konieczne stałe nakłady na konserwację liny oraz zespołów jej rolek prowadzących na trasie jezdnej.

Rok 2016 – 53 kolejki z napędem linowym

KOLEJKI Z NAPĘDEM SPALINOWYM

Trochę historii

Pod koniec lat sześćdziesiątych XX w. rozwój podwieszonego transportu linowego w Europie Zachodniej praktycznie został zakończony. **W wyniku prac rozwojowych napęd linowy zastąpiono przez mobilne urządzenia trakcyjne - podwieszony ciągnik (lokomotywę) z napędem spalinowym (wysokoprężnym).**

Epokę eksploatacyjną zapoczątkowała firma **Ruhrthaler** z Niemiec, wprowadzając w 1967 roku do kopalń niemieckich i francuskich dwukabinowy ciągnik typu HL 32H. Kolejnymi rozwiązaniami, które pojawiły się na rynku były ciągniki (lokomotywy) firmy **Scharf** z Niemiec oraz **Stephanoise** z Francji (1970 rok). W 1967 roku prace nad tego typu rozwiązaniem rozpoczęto w Czechosłowacji w Prievidzy (**Bansky Vyskumny Ustav**).

KOLEJKI Z NAPĘDEM SPALINOWYM

Pierwsze zastosowania (grudzień 1995 r.):

- KWK Ziemowit - 6 szt.
- KWK Piast - 6 szt.
- KWK Bogdanka - 6 szt.
- KWK Mysłowice - 4 szt.
- KWK Wesoła - 3 szt.
- KWK Staszic - 3 szt.
- KWK Murcki, Czeczott po 2 szt.
- KWK Brzeszcze, Janina, Andaluzja po1 szt.

∑ 35 szt.



Ciągnik podwieszony Scharf DZ 66 2+2



←Ciągnik podwieszony Ruhrthaler HL-90/3-H

Stan na 31.12.2016 r.

566 szt.



Lokomotywa podwieszona LZH-50.D-3 prod. ORTAS/BVU

LOKOMOTYWA (CIĄGNIK) LPS-90

Efekt projektu celowego realizowanego przez KOMAG i FMG PIOMA S.A. w latach 1993÷1996 pt. „System transportu dołowego szynowymi kolejami podwieszonymi z napędem spalinowym”



Lokomotywa (ciągnik) LPS-90
na targach KATOWICE’95

Podstawowe dane techniczne

Siła uciągu lokomotywy:	
- dla czterech wózków napędowo-jezdnych	60 kN
- dla trzech wózków napędowo-jezdnych	45 kN
Maksymalna prędkość jazdy:	
- dla czterech wózków napędowo-jezdnych	1,8 m/s
- dla trzech wózków napędowo-jezdnych	2,2 m/s
Promień skrętu: - w poziomie	4 m
- w pionie	10 m
Max. nachylenie trasy	20°
Profil szynowej trasy jezdnej	I 155 (wg PN)

KOLEJKI Z NAPĘDEM SPALINOWYM

COMPLETE MINING SOLUTIONS

FAMUR

ROZWÓJ LOKOMOTYW PODWIESZONYCH SPALINOWYCH

LPS -90



PIOMA CS 80



PIOMA CSP



PIOMA FM 80



FMS



KOLEJKI Z NAPĘDEM SPALINOWYM



Ciągniki DZ 1500/1800/2000 firmy Scharf



Ciągnik kolejki DZ 80 firmy Scharf

KOLEJKI Z NAPĘDEM SPALINOWYM



Ciągnik podwieszony DLZ 110F
firmy Ferrit



Ciągnik podwieszony DLZ 210F
firmy Ferrit

KOLEJKI Z NAPĘDEM SPALINOWYM

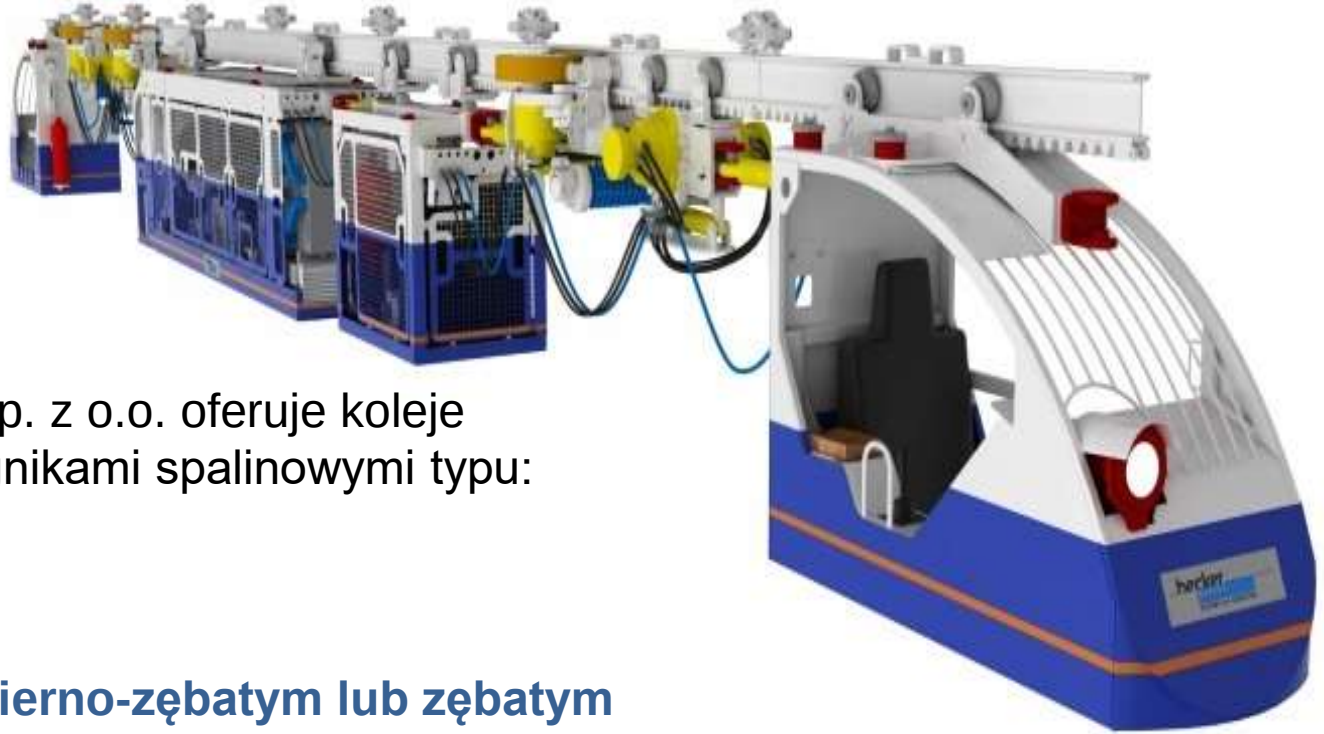


Ciągnik kolejki BEVEX 80



Ciągnik kolejki LZH 120D5.1 firmy ORTAS

KOLEJKI Z NAPĘDEM SPALINOWYM



Becker – Warkop Sp. z o.o. oferuje koleje podwieszone z ciągnikami spalinowymi typu:

-**KP – 95,**

-**KP – 96,**

-**KP – 148**,

każdy z **ciernym, cierno-zębatym lub zębatym** sposobem przeniesienia napędu.

LOKOMOTYWY SPALINOWE



Lokomotywa Lds-100K-EMA



Lokomotywa PIOMA LDS-80



Lokomotywa UiK-SMARTLOC-36



Lokomotywa DLP 50 F

WYMAGANIA

DZIENNIK USTAW
RZECZYPOSPOLITEJ POLSKIEJ

Ustawa z dnia 15 kwietnia 2016r.
o systemach oceny zgodności i nadzoru rynku

Rozdział 2

Ocena zgodności wyrobów

Art. 5. Wyroby wprowadzane do obrotu lub oddawane do użytku muszą spełniać wymagania.

Art. 10. 1. Domniemywa się, że wyrób spełnia określone wymagania, jeżeli jest zgodny z postanowieniami norm zharmonizowanych, ich częściami lub dokumentami, o których mowa w ust. 4.

2. W przypadku gdy producent, instalator lub ich upoważniony przedstawiciel nie wykaże zgodności wyrobu z postanowieniami norm zharmonizowanych, ich częściami lub dokumentami, o których mowa w ust. 4, jest obowiązany wykazać zgodność wyrobu z wymaganiami na podstawie innych dowodów.

WYMAGANIA

DYREKTYWA 2006/42/WE PARLAMENTU EUROPEJSKIEGO I RADY z dnia 17 maja 2006 r. w **sprawie maszyn**, zmieniająca dyrektywę 95/16/WE (tzw. dyrektywa maszynowa - MD).

DYREKTYWA PARLAMENTU EUROPEJSKIEGO I RADY 2014/34/UE z dnia 26 lutego 2014 r. w sprawie harmonizacji ustawodawstw państw członkowskich odnoszących się do **urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w atmosferze potencjalnie wybuchowej** (tzw. dyrektywa ATEX).

DYREKTYWA 97/68/WE PARLAMENTU EUROPEJSKIEGO I RADY z dnia 16 grudnia 1997 r. w sprawie zbliżenia ustawodawstw Państw Członkowskich odnoszących się do środków dotyczących **ograniczenia emisji zanieczyszczeń gazowych i pyłowych z silników spalinowych** montowanych w maszynach samojezdnych **nieporuszających się po drogach** (tzw. dyrektywa spalinowa).

DYREKTYWA PARLAMENTU EUROPEJSKIEGO I RADY 2014/30/UE z dnia 26 lutego 2014 r. w sprawie harmonizacji ustawodawstw państw członkowskich odnoszących się do **kompatybilności elektromagnetycznej** (tzw. dyrektywa EMC).

WYMAGANIA

Dyrektywa maszynowa (MD) - *ZAŁĄCZNIK IV*

Kategorie maszyn, do których ma zastosowanie jedna z procedur określonych w art. 12 ust. 3 i 4

12. Maszyny do robót podziemnych następujących rodzajów:

12.1. lokomotywy i wózki hamulcowe;

12.2. hydrauliczne obudowy zmechanizowane.

PN-EN 1889-1:2011 Maszyny dla górnictwa podziemnego -- Podziemne maszyny samobieżne -- Bezpieczeństwo -- Część 1: Pojazdy oponowe

PN-EN 1889-1:2011 Maszyny dla górnictwa podziemnego – Podziemne maszyny samobieżne – Bezpieczeństwo – Część 2: Lokomotywy szynowe,

PN-EN 1679-1+A1:2011 Silniki spalinowe tłokowe – Bezpieczeństwo – Część 1: Silniki o zapłonie samoczynnym

Dyrektywa ATEX

PN-EN 1834-2:2002

Silniki spalinowe tłokowe – Wymagania bezpieczeństwa dotyczące projektowania i budowy silników przeznaczonych do stosowania w przestrzeniach zagrożonych wybuchem – Część 2: Silniki grupy I przeznaczone do stosowania w pracach podziemnych zagrożonych występowaniem metanu i/lub palnego pyłu

WYMAGANIA

Dyrektywa maszynowa (MD)

PN-EN 1679-1+A1:2011

Silniki spalinowe tłokowe – Bezpieczeństwo – Część 1: Silniki o zapłonie samoczynnym

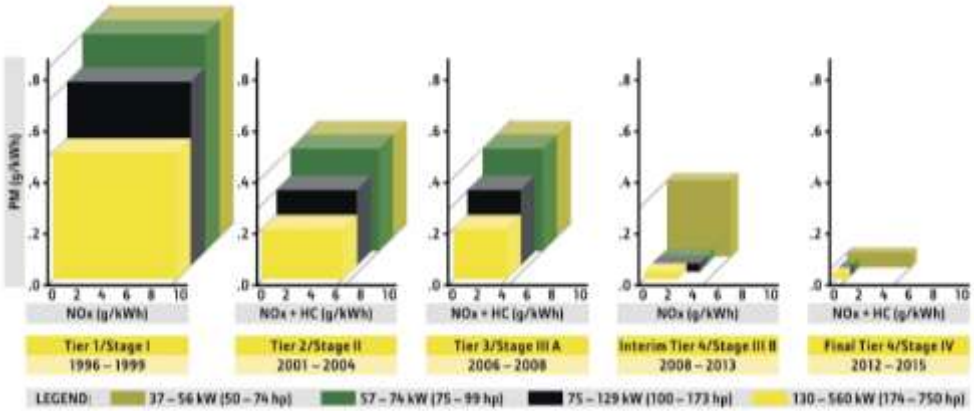
6.20.2 Wymagania dotyczące silników spalinowych przeznaczonych do pracy pod ziemią.

Siniki spalinowe o zakresie mocy [P] od 37 kW do 560 kW, instalowane w maszynach przeznaczonych do pracy pod ziemią, nie powinny przekraczać, podanych poniżej, dopuszczalnych wartości emisji reprezentujących aktualny stan techniki. Dla silników poniżej 37 kW nie podano wartości granicznych, ponieważ zagrożenia pochodzące od nich uznano za nieistotne.

Moc P	Tlenek węgla CO	Węglowodory HC	Tlenki azotu NOx	Cząstki stałe PM
[kW]	[g/kWh]	[g/kWh]	[g/kWh]	[g/kWh]
37≤ P<75	6,5	1,3	9,2	0,85
75≤ P<130	5,0	1,3	9,2	0,7
130≤ P<560	5,0	1,3	9,2	0,54

WYMAGANIA

Dyrektywa spalinowa



Moc	Data wprowadzenia	Tlenek węgla CO	Węglowodory HC	Tlenki azotu NOx	Cząstki stałe PM
[kW]		[g/kWh]	[g/kWh]	[g/kWh]	[g/kWh]
Stage I					
37÷75	1999.04	6.5	1.3	9.2	0.85
75÷130	1999.01	5.0	1.3	9.2	0.70
130÷560	1999.01	5.0	1.3	9.2	0.54
Stage II					
19÷37	2001.01	5.5	1.5	8.0	0.8
37÷75	2004.01	5.0	1.3	7.0	0.4
75÷130	2003.01	5.0	1.0	6.0	0.3
130÷560	2002.01	3.5	1.0	6.0	0.2
Stage III A					
19÷37	01.2007	5,5	NO_x+HC – 7,5		0,6
37÷75	01.2008	5,0	NO_x+HC – 4,7		0,4
75÷130	01.2007	5,0	NO_x+HC – 4,0		0,3
130÷560	01.2006	3,5	NO_x+HC – 4,0		0,2
Stage III B					
37÷56	01.2013	5,0	NO_x+HC – 4,7		0,025
56÷75	01.2012	5,0	0,19	3,3	0,025
75÷130	01.2012	5,0	0,19	3,3	0,025
130÷560	01.2011	3,5	0,19	2,0	0,025
Stage IV					
56÷130	10.2014	3,5	0,19	0,4	0,025
130÷560	01.2014	5,0	0,19	0,4	0,025

WYMAGANIA

Dyrektywa maszynowa (MD)

PN-EN 1679-1+A1:2011

Moc P	Tlenek węgla CO	Węglowodory HC	Tlenki azotu NOx	Cząstki stałe PM
[kW]	[g/kWh]	[g/kWh]	[g/kWh]	[g/kWh]
37≤ P<75	6,5	1,3	9,2	0,85
75≤ P<130	5,0	1,3	9,2	0,7
130≤ P<560	5,0	1,3	9,2	0,54

Dyrektywa spalinowa

Moc	Data wprowadzenia	Tlenek węgla CO	Węglowodory HC	Tlenki azotu NOx	Cząstki stałe PM
[kW]		[g/kWh]	[g/kWh]	[g/kWh]	[g/kWh]
Stage I					
37÷75	1999.04	6.5	1.3	9.2	0.85
75÷130	1999.01	5.0	1.3	9.2	0.70
130÷560	1999.01	5.0	1.3	9.2	0.54
Stage IV					
56÷130	10.2014	3,5	0,19	0,4	0,025
130÷560	01.2014	5,0	0,19	0,4	0,025









WYMAGANIA

ROZPORZĄDZENIE
MINISTRA ENERGII[1)]

z dnia 23 listopada 2016 r.

w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych[2), 3)]

§ 635. 1. W pojazdach i w maszynach z napędem spalinowym stosuje się silniki z zapłonem samoczynnym.

2. Zawartość tlenku węgla w spalinach wyrzucanych przez układ wydechowy silnika, w każdym jego ustalonym stanie pracy, wynosi nie więcej niż:

1) **500 ppm** – w kopalniach niezagrożonych wybuchem metanu;

2) **500 ppm** – w kopalniach zagrożonych wybuchem metanu, w przypadku gdy stężenie metanu w powietrzu zasysanym wynosi 0,0%;

3) **1200 ppm** – w kopalniach zagrożonych wybuchem metanu, w przypadku gdy stężenie metanu w powietrzu zasysanym wynosi 1,0%;

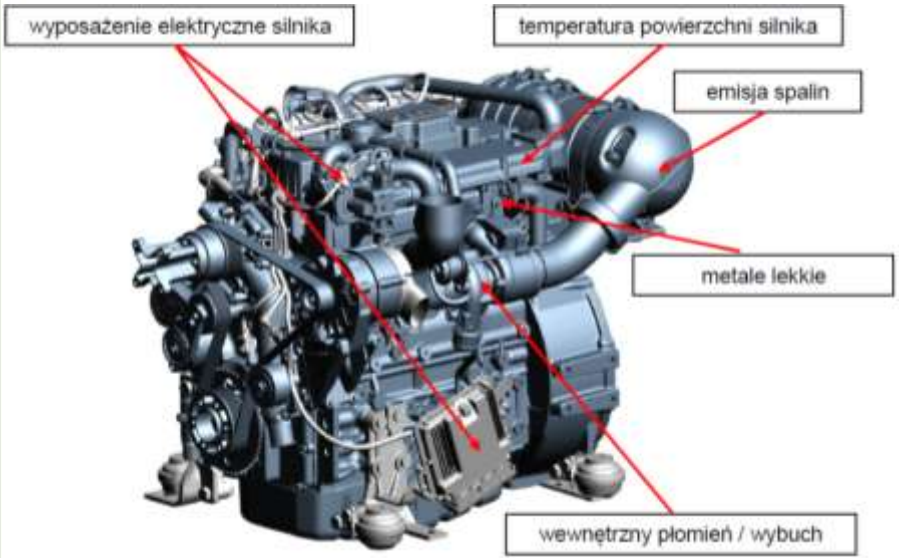
4**)** **1800 ppm** – w kopalniach zagrożonych wybuchem metanu, w przypadku gdy stężenie metanu w powietrzu zasysanym
wynosi 1,5%.

3. Liczbę pojazdów i maszyn z napędem spalinowym pracujących równocześnie w wyrobisku ustala się w sposób zapewniający nieprzekroczenie dopuszczalnych wartości stężenia szkodliwych gazów w powietrzu, o których mowa w § 142 ust. 2.

WYMAGANIA

Dyrektywa ATEX

PN-EN 1834-2:2002



Silnik musi być wyposażony w system samoczynnego (automatycznego) zatrzymania (wyłączenia) silnika spalinowego przy przekroczeniu nadmiernej prędkości obrotowej, a także samoczynne zatrzymanie lub samoczynne zabezpieczenie silnika w przypadku następujących stanów zagrożenia

– przekroczenie dopuszczalnej temperatury cieczy w układzie chłodzenia silnika spalinowego,

– niedostateczna wartości ciśnienia oleju smarującego,

– zbyt mała ilość cieczy w układzie chłodzenia,

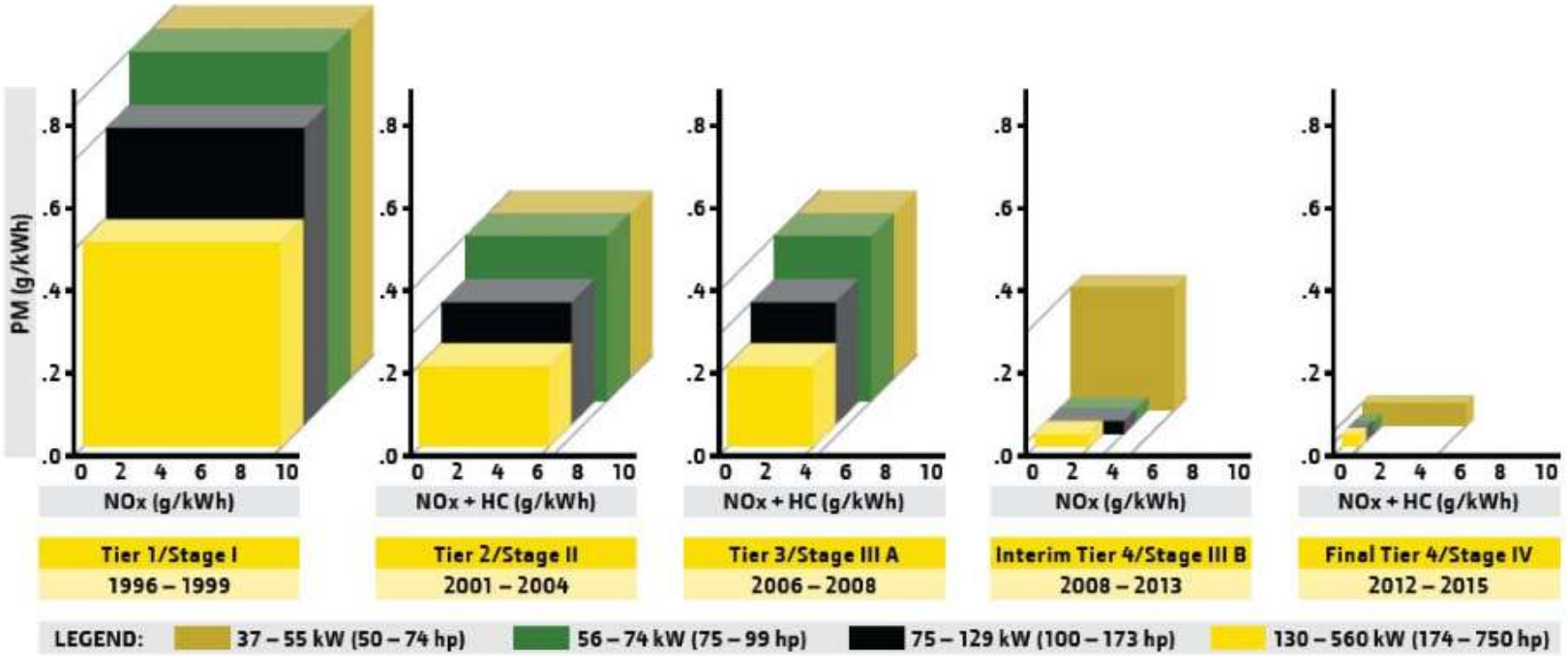
– przekroczenie dopuszczalnej temperatury spalin,

– przekroczenie dopuszczalnej temperatury oleju silnikowego,

– przekroczenie dopuszczalnej temperatury oleju hydraulicznego.

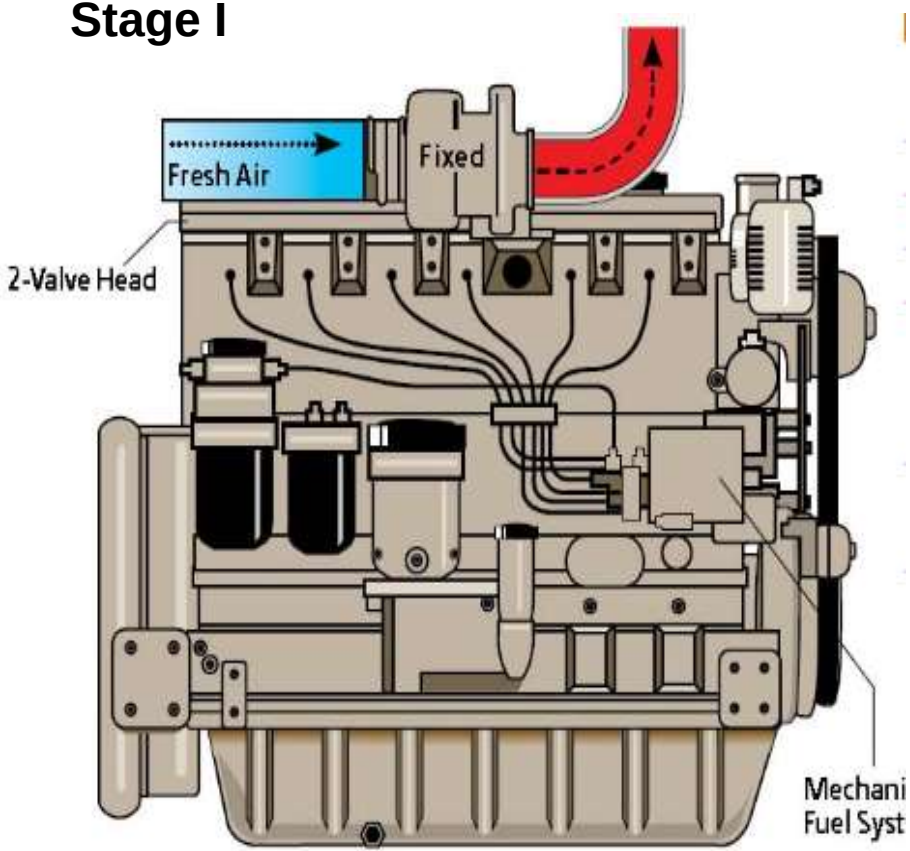
Techniczne możliwości realizacji wymagań

Rok 1996



Techniczne możliwości realizacji wymagań

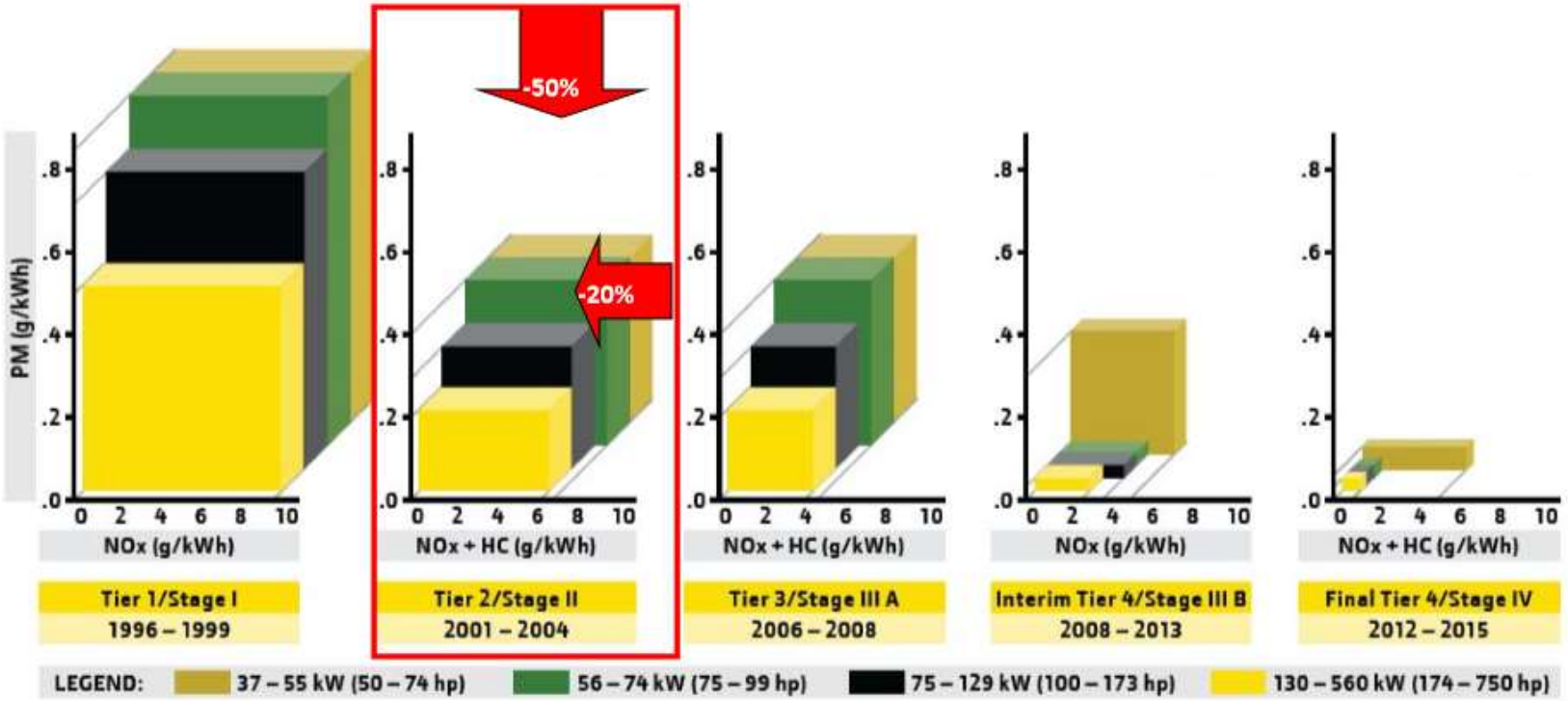
Stage I



- sterowana mechanicznie pompa rzędowa lub rozdzielaczowa,
- dwuzaworowa głowica,
- typowa turbosprężarka ze stałą geometrią łopatek.

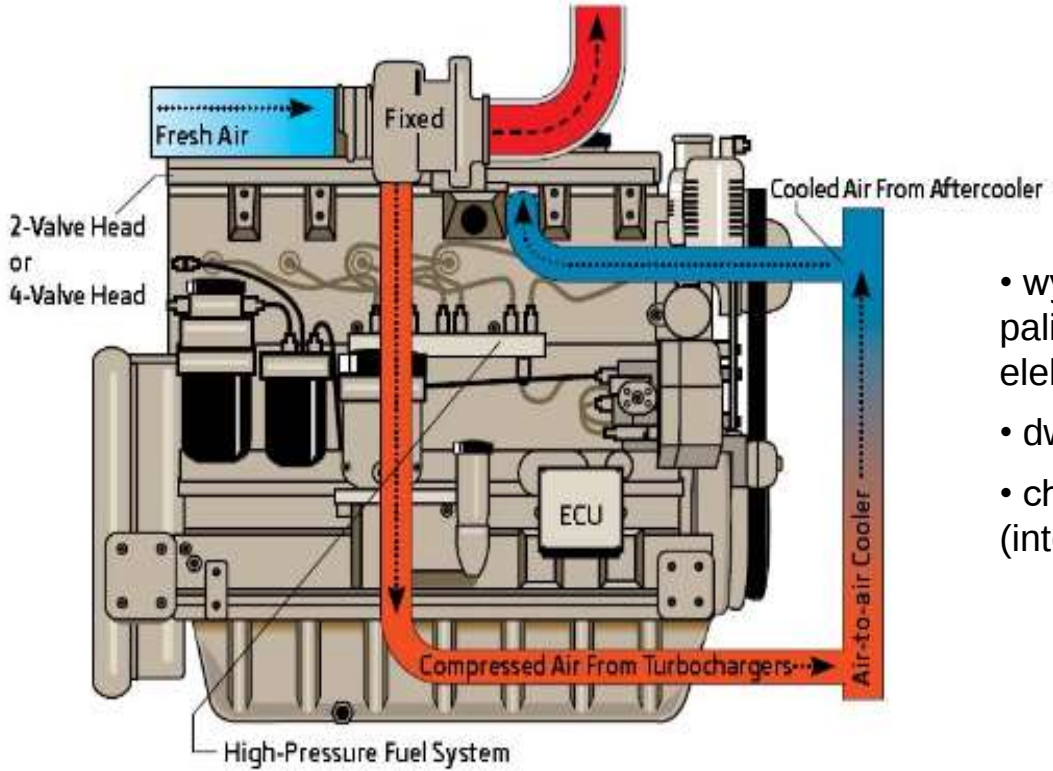
Techniczne możliwości realizacji wymagań

Rok 2001- redukcja: PM o 50%, NOx o 20%



Techniczne możliwości realizacji wymagań

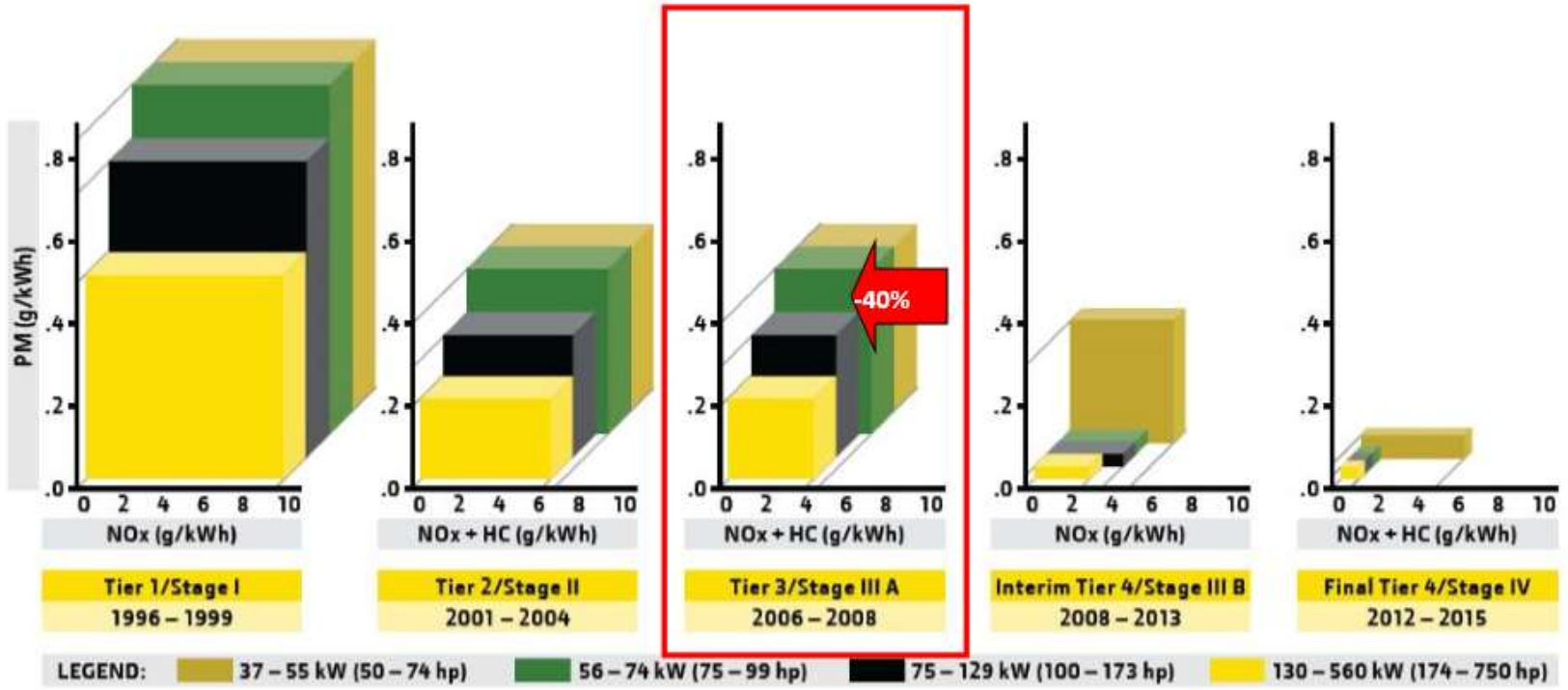
Stage II



- wysokociśnieniowy układ zasilania paliwem (np. commonrail) sterowany elektronicznie,
- dwu- lub czterozaworowa głowica,
- chłodnica powietrza doładowującego (intercooler).

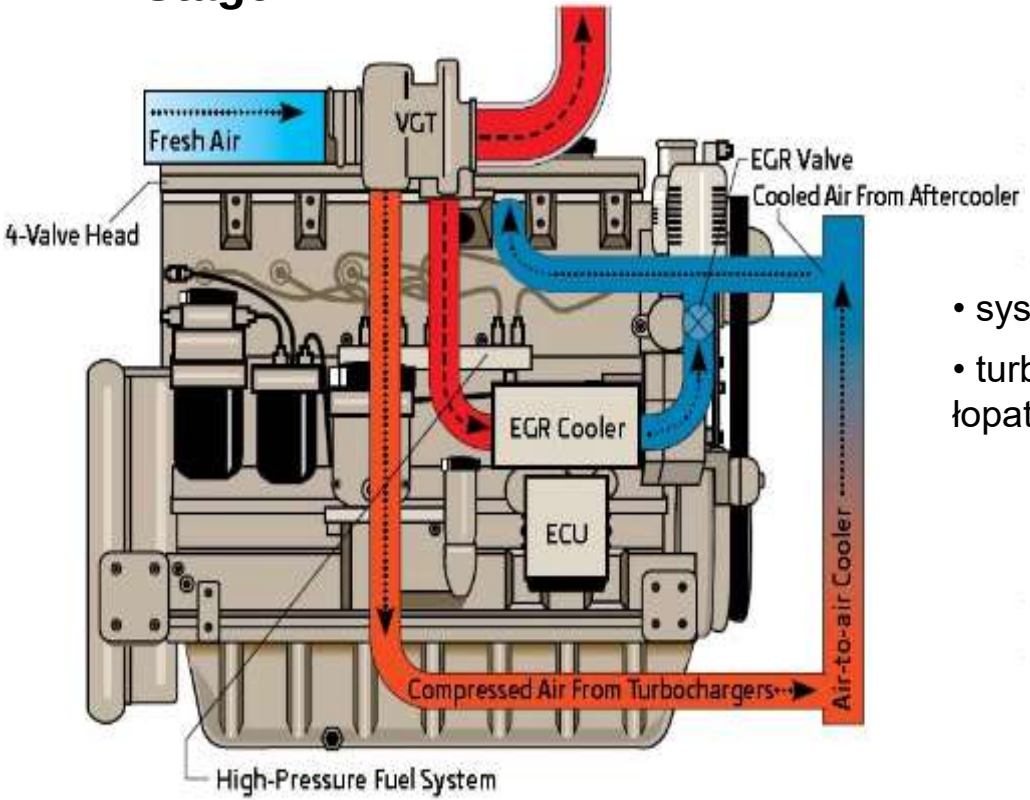
Techniczne możliwości realizacji wymagań

Rok 2006- redukcja: NOx o 40%



Techniczne możliwości realizacji wymagań

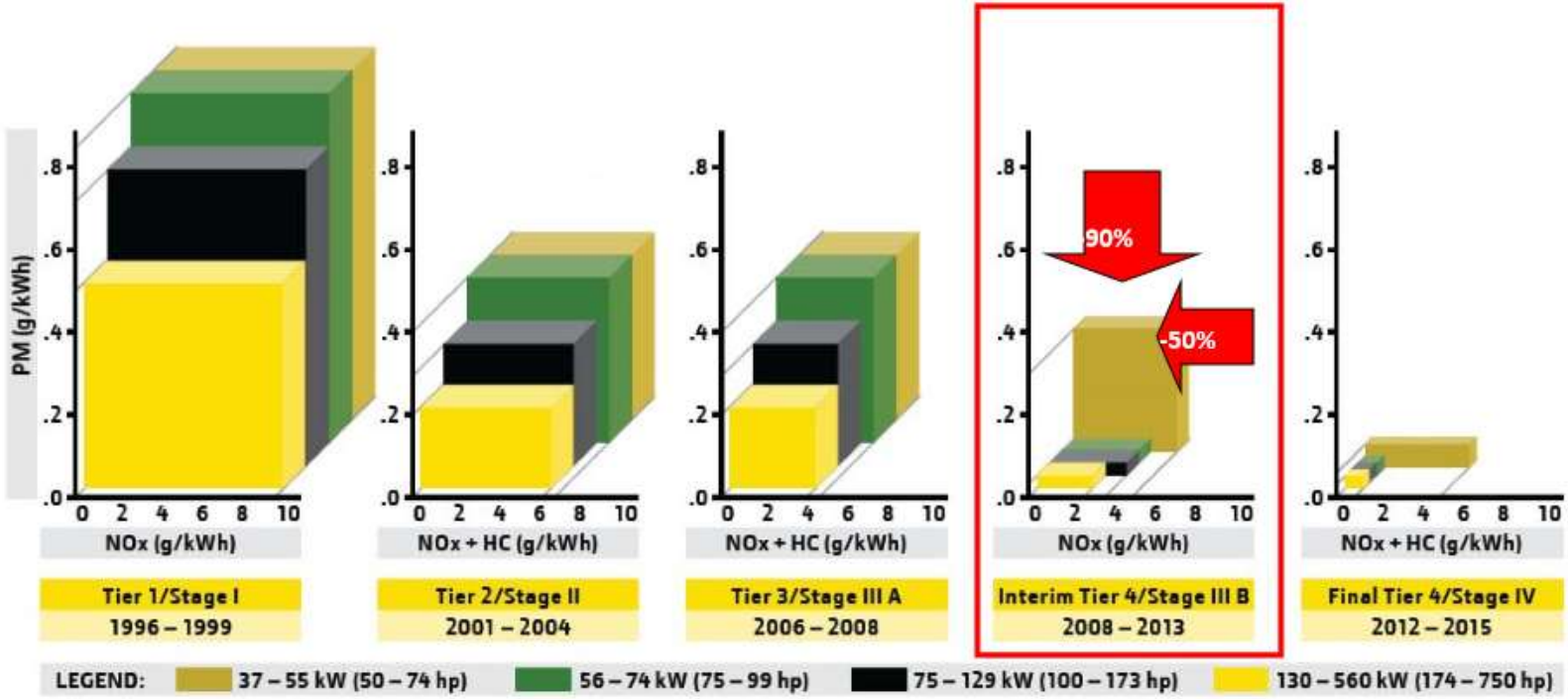
Stage III A



- system EGR z własną chłodnicą,
- turbosprężarka ze zmienną geometrią łopatek.

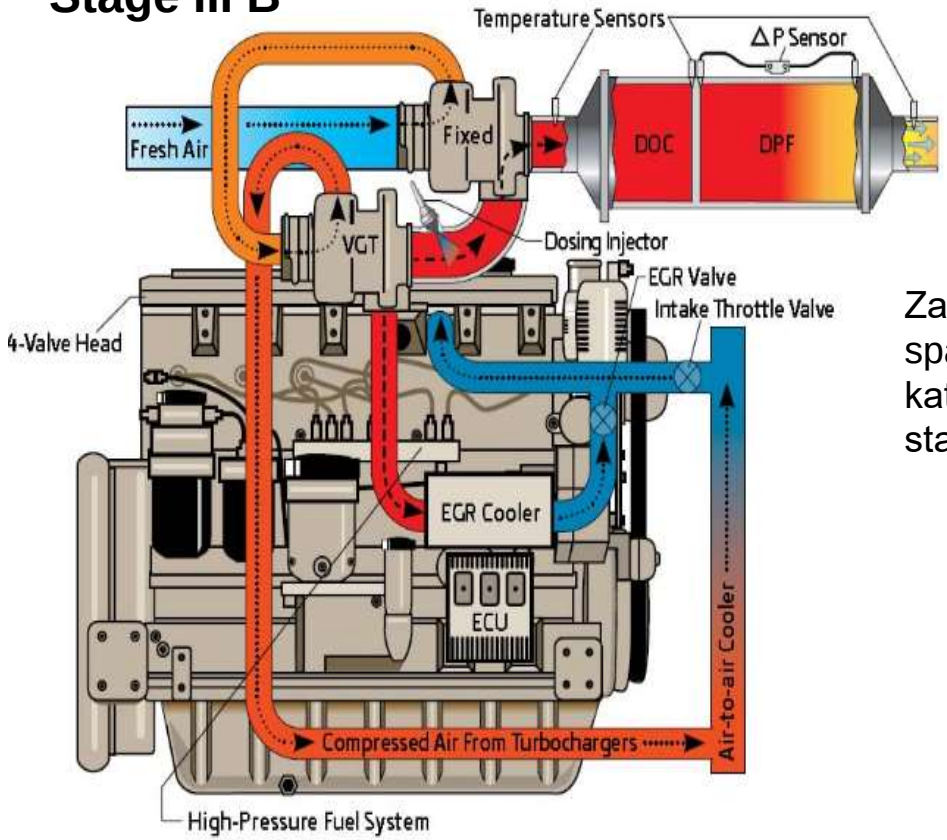
Techniczne możliwości realizacji wymagań

Rok 2011- redukcja: PM o 90%, NOx o 50%



Techniczne możliwości realizacji wymagań

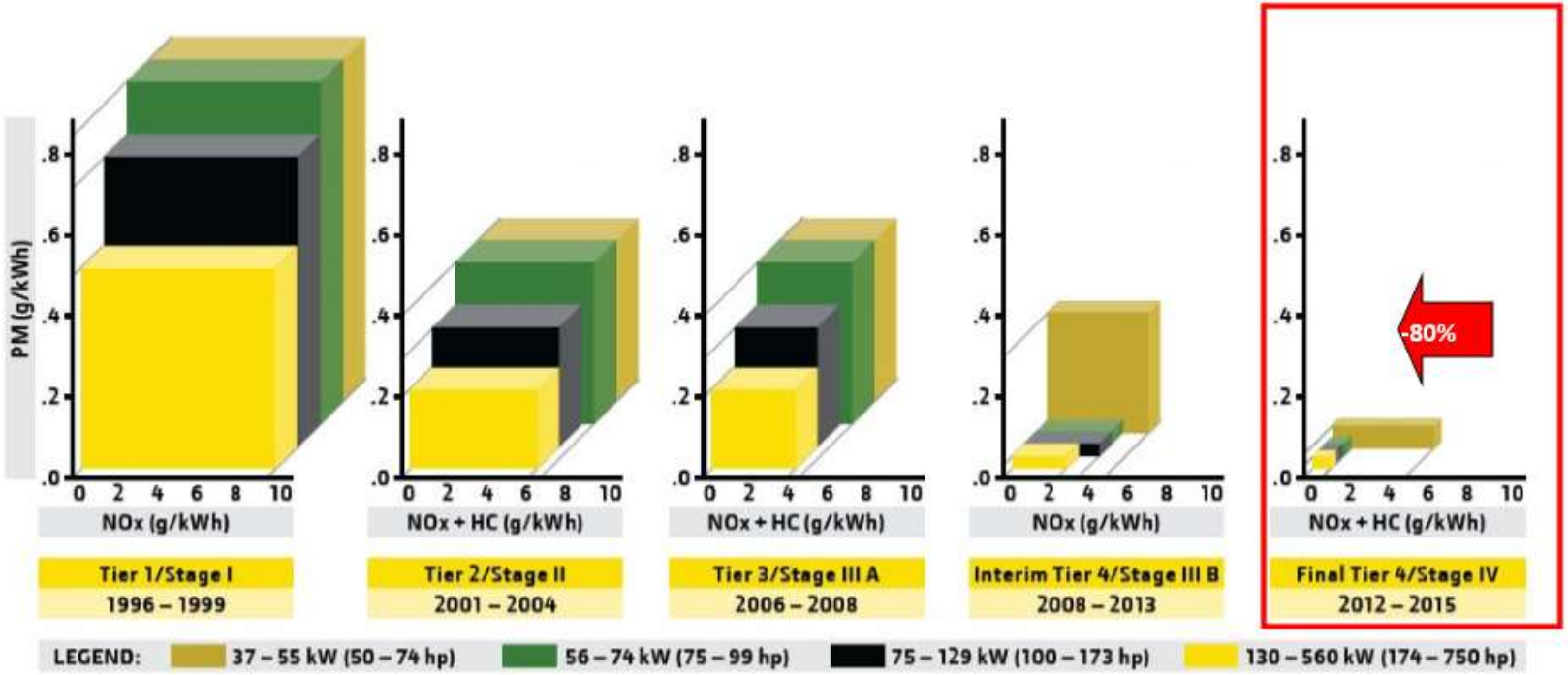
Stage III B



Zastosowanio dodatkowo pozaukładową obróbkę spalin – na przedstawionym przykładzie zespół katalizatora utleniającego (DOC) oraz filtr cząstek stałych (DPF).

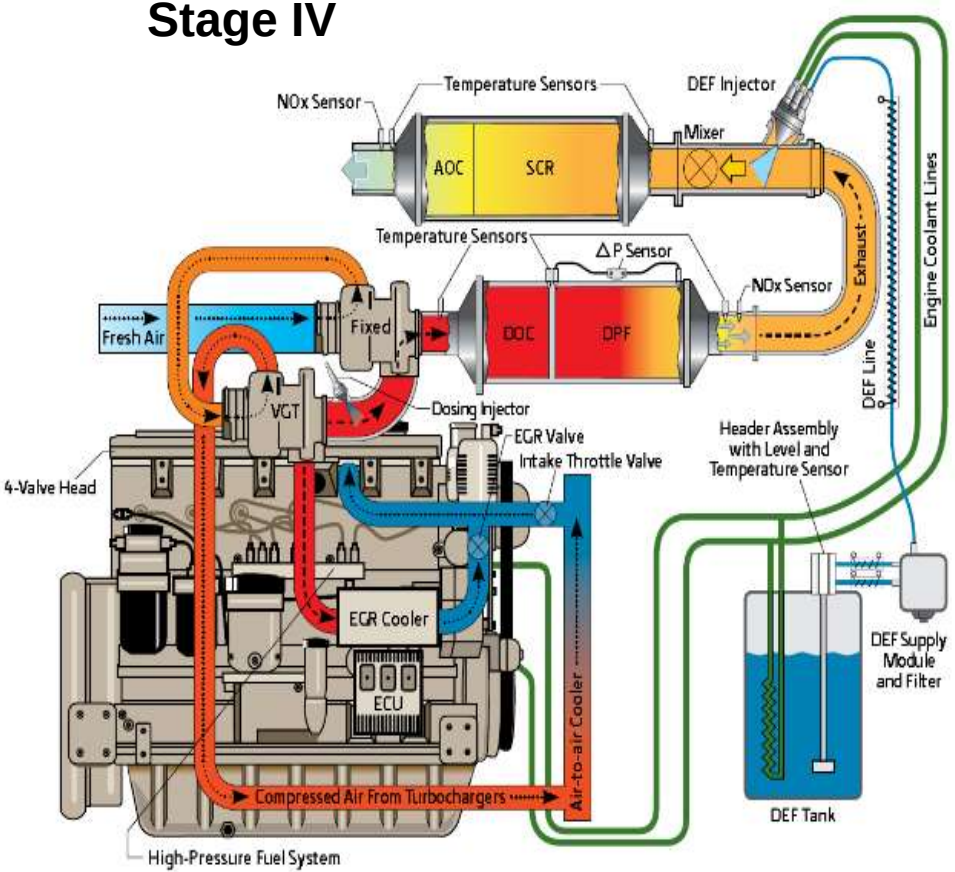
Techniczne możliwości realizacji wymagań

Rok 2014- redukcja: NOx o 80%



Techniczne możliwości realizacji wymagań

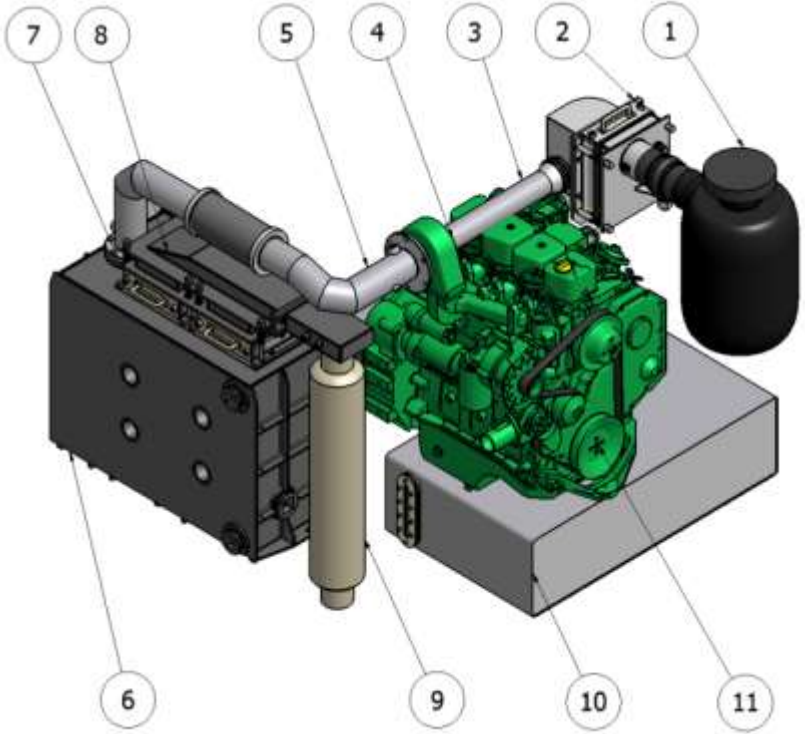
Stage IV



Do kompletacji jak dla Stage III B dodano system selektywnej redukcji katalitycznej SCR.

Techniczne możliwości realizacji wymagań

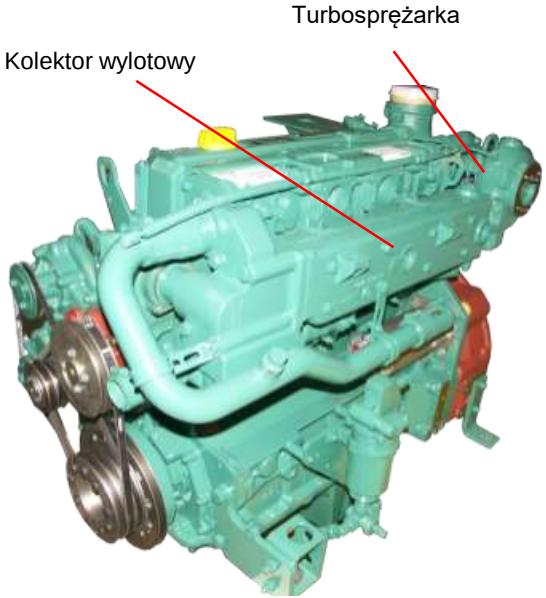
Przykładowe rozwiązanie zespołu silnika przeznaczonego do pracy w przestrzeniach zagrożonych wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego spełniającego wymagania Stage I/II



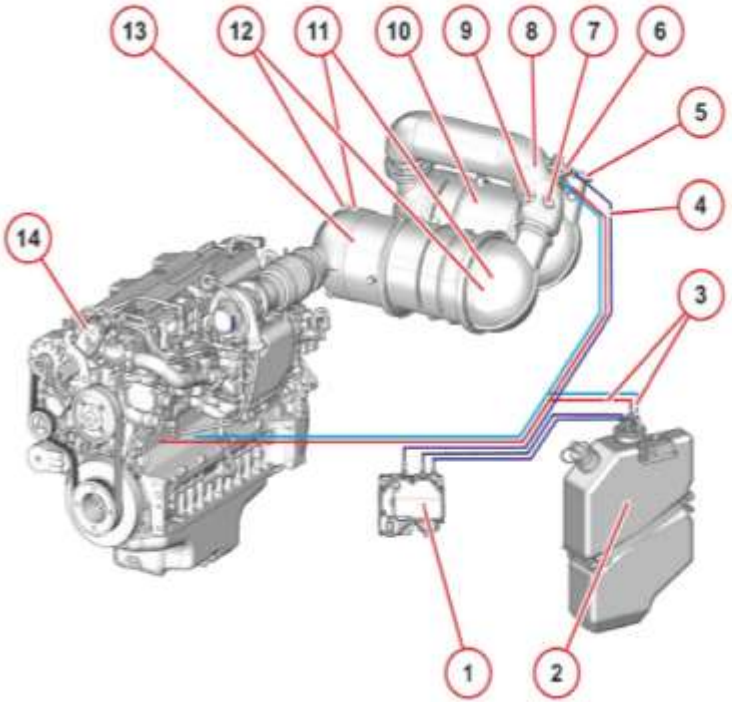
1 - filtr powietrza,
2 - dolotowy przerywacz płomieni,
3 - przewód dolotowy ,
4 - turbosprężarka,
5 - przewód wylotu spalin,
6 - wodna płuczka spalin,
7 - wylotowy przerywacz płomieni,
8 - kolektor zbiorczy układu wylotowego,
9 – iskrochron,
10 - zbiornik paliwa,
11 - silnik spalinowy.

Techniczne możliwości realizacji wymagań

Przykładowe rozwiązanie silnika budowy przeciwwybuchowej spełniającego wymogi Stage I



Przykładowe rozwiązanie silnika przemysłowego spełniającego wymogi Stage IV



Układ końcowej obróbki spalin

Silnik przemysłowy

1. Pompa SCR
2. Zbiornik SCR
3. Przewód płynu chłodniczego do wstępnego podgrzewania zbiornika SCR do chłodzenia dozownika
4. Przewód SCR
5. Czujnik NOx
6. Dozownik
7. Czujnik NOx
8. Czujnik temperatury
9. Czujnik ciśnienia
10. Katalizator SCR
11. Czujnik ciśnienia różnicowego
12. Czujnik temperatury
13. Filtr cząstek stałych do silników diesla
14. Przepustnica

Podsumowanie

Dostosowanie fabrycznego silnika spełniającego wymagania Stage 4 wymaga podjęcia prac badawczo-rozwojowych związanych z opracowaniem:

- opracowania chłodzonego wodą kolektora wylotowego spalin oraz turbosprężarki w wersji przeciwwybuchowej (ognioszczelnej),

- adaptacji istniejącego układu sterowania (sterownik, czujniki) do warunków przeciwwybuchowych,

- opracowania chłodzonych wodą (zapewniających zachowanie maksymalnej temperatury powierzchni) osłon ognioszczelnych elementów pozaukładowej obróbki spalin z jednoczesnym zapewnieniem wysokiej (ok. 600 ^{o}C) temperatury ich pracy.

Zasadniczą kwestią pozostaje dostosowanie wtryskiwaczy do pracy w atmosferze zagrożonej wybuchem.

Posiadane zasoby: grono doświadczonych specjalistów dysponujących odpowiednią wiedzą oraz stanowisko badawcze (hamownia) umożliwiają podjęcie tych prac przez Instytut KOMAG.

Należy mieć na uwadze, że podjęcie tych prac, z uwagi na rozwiązanie złożonych zagadnień technicznych wymaga ścisłej współpracy z producentem silnika.

OGRANICZENIA STOSOWANIA NAPĘDÓW SPALINOWYCH

- **emisja spalin i ciepła do otaczającej atmosfery kopalnianej,**
- **generowanie hałasu,**
- **konieczność transportowania paliwa do podziemnych wyrobisk przy spełnieniu rygorystycznych przepisów bezpieczeństwa, zwłaszcza podczas tankowania.**

DZIĘKUJĘ ZA UWAGĘ

ZAPRASZAM DO WSPÓŁPRACY



Bezpieczne, nowoczesne, zmechanizowane górnictwo w sektorze prywatnym

Confidential and Subject to Legal Privilege, April 2016

Hargreaves

Zdrowie, bezpieczeństwo & niezawodność

Brytyjskie biuro bezpieczeństwa

- Międzynarodowa nagroda w bezpieczeństwie przez 6 kolejnych lat
- 3 nagrody Swords of Honour w roku 2012
- 29 wyróżnień Swords of Honour od roku 2000
- Nagroda Environmental Globe of Honour w roku 2012

System zarządzania bezpieczeństwem pracy zatwierdzony przez ISOQAR

- Certyfikat BS OHSAS 18001 : 2007

Światowej klasy, najlepsze praktyki i stałe doskonalenie w dziedzinie bezpieczeństwa i higieny pracy

Kopalnia Maltby pod zarządem **Simona Zankera** była pierwszą na świecie kopalnią, która zdobyła nagrodę sword of honour by British Safety Council (BSC)

Audyt 5 gwiazdkowy ★★★★★	★★★★★ 2009 8 lokalizacji	★★★★★ 2010 9 lokalizacji	★★★★★ 2011 5 lokalizacji	★★★★★ 2012 3 lokalizacje	★★★★★ 2013 4 lokalizacje	★★★★★ 2014 5 lokalizacji

Bezpieczeństwo wspiera wszystkie nasze działania

Usługi górnicze - podziemne

Planowanie kopalni
- Studia FEED (Front End Engineering Design)
- Geologia
- Planowanie
- Wymagania formalne

Projektowanie kopalni
- Geotechnika
- Sprzęt
- Usługi i systemy
- Producenci sprzętu
- Powiązania / interfaces

Utworzenie kopalni
- Załoga
- Wyrobiska
- Zarządzanie pokładem (strata management)
- Logistyka
- Powiązania / interfaces

Infrastruktura kopalniana
- Zasilanie
- Odwodnienie
- Odmetanowanie

Zarządzanie kopalnią
- Optymalizacja cyklu produkcyjnego
- TPM / SCADA
- Analiza przestojów
- FMEA
- Umiejętności i kompetencje

Likwidacja kopalń
- Planowanie
- Wymagania formalne
- Odzysk środków
- Rekultywacja





Hargreaves


Rozpoznanie / Exploration
Ocena & aprobata
Budowa
Produkcja
Program likwidacji
Likwidacja i rekultywacja
Hargreaves

Kompetencje techniczne, doświadczenie górnicze, innowacyjność

Właściciele i zarządzający:

Posiadali i zarządzali BEZPIECZNYMI, NOWOCZESNYMI ZMECHANIZOWANYMI kopalniami (Hatfield Colliery & Maltby Colliery, UK) z wieloma ścianami , do 3 szybów, z nachylonymi chodnikami udostępniającymi, ze stałą produkcją.

Znakomity, własny zespół techniczny i planistyczny:

- Wcześniejsza współpraca z CMPDI (centralne biuro planowania i projektowania) i AMR (firma infrastrukturalna A.M Reddy) przy zatwierdzeniu Kapuria DPR (szczegółowy raport projektu)
- Obecnie oczekuje na LOA (Umowę), będąc wybranym jako preferowany aplikant dla UTCL Bicharpur Mine (Ultratech Limited)

Znaczące doświadczenie w drążeniu wyrobisk udostępniających:

Posiadacz rekordu w postępie chodnika drążonego maszyną Bolter Miner
- 312,5m w ciągu 7 dni

Obecny w wielu krajach w 2015:

- India, Bułgaria, Norwegia, Turcja, Wielka Brytania i Czechy
- Ponad 150 letnie doświadczenie w zarządzaniu infrastrukturą górniczą w SMT (wyższa kadra zarządzająca)

Globalne partnerstwo:

- Joy Global
- FWS Coal Exploration Services UK
- Parnaby Cyclones UK

Hargreaves

Zakres usług

Usługa	Rynek docelowy		
	Powierzchnia	Podziemie	Przeróbka węgla
Wydobycie i utrzymanie (kompleksowo)	Budowa i zarządzanie (MDO)	Udostępnianie i produkcja (ściany i komory – filary)	Zakłady przeróbcze na kopalniach, CHP's w portach i elektro(ciepło)wniach
Roboty górnicze			
Zarządzanie projektami		Praca z firmami obcymi	
Konsulting		Projekt kopalni / Szczegółowy raport	Duża zmiana w zakresie wydajności i BHP
Szkolenie		Wypełnianie luk umiejętnościowych transfer wiedzy, wprowadzanie najlepszych praktyk	Model BOOM
Finanse		Budowa i wydobycie (MDO)	

Maltby Colliery Limited
A part of the Hargreaves group

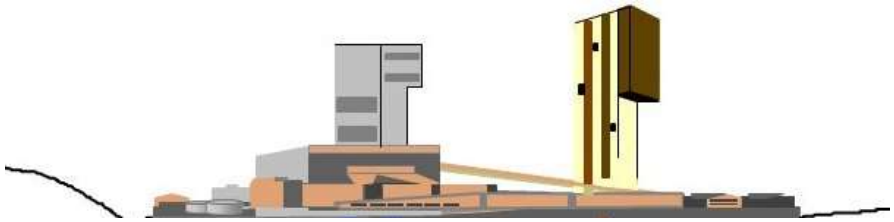
Liderzy
w dostawach
paliw stałych
oraz logistyki
materiałów
masowych



1907	Rozpoczęto prace głębiąc dwa szyby przez Maltby Mine Colliery Co.
1908	Pierwszy węgiel z kopalni uzyskany podczas głębienia szybu
1911	Rozpoczęcie wydobycia w pokładzie Barnsley
1949	Obydwa szyby pogłębione 43 metry poniżej Barnsley Seam, nowe rząpia i skip zainstalowany
1981	Rozpoczęcie prac nad 3 szybem
1987	Szyb 3 zgłębiony do głębokości 963,33m
1988	Budowa dedykowanego zakładu przeróbczego
1990	Szyb 2 zgłębiony do poziomu pokładu Parkgate
1994	Pierwsza ściana od granic Parkgate, T10 rozpoczyna produkcję
	Kopalnię przejmuje RJB Mining, następnie UK Coal (w wyniku prywatyzacji)
2007	Kopalnię Maltby kupuje The Hargreaves Group

Hargreaves

Pokłady i szyby



SZYB No. 1

SZYB No. 2

SZYB No. 3

GŁĘBO-KOŚĆ W METRACH

1911-1972
POKŁAD WYBRANY
PO 61 LATACH

POKŁAD BARNSLEY

ROZP. PRAC W 1970
PORZUCONY W
1993

812m

POKŁAD SWALLOW WOOD

822m

POKŁAD HAIGH MOOR

POKŁAD CZĘŚCIOWO
WYEKSPLOATOWNY,
NASTĘPNIE PORZUCONY

OBECNE WYROBISKA

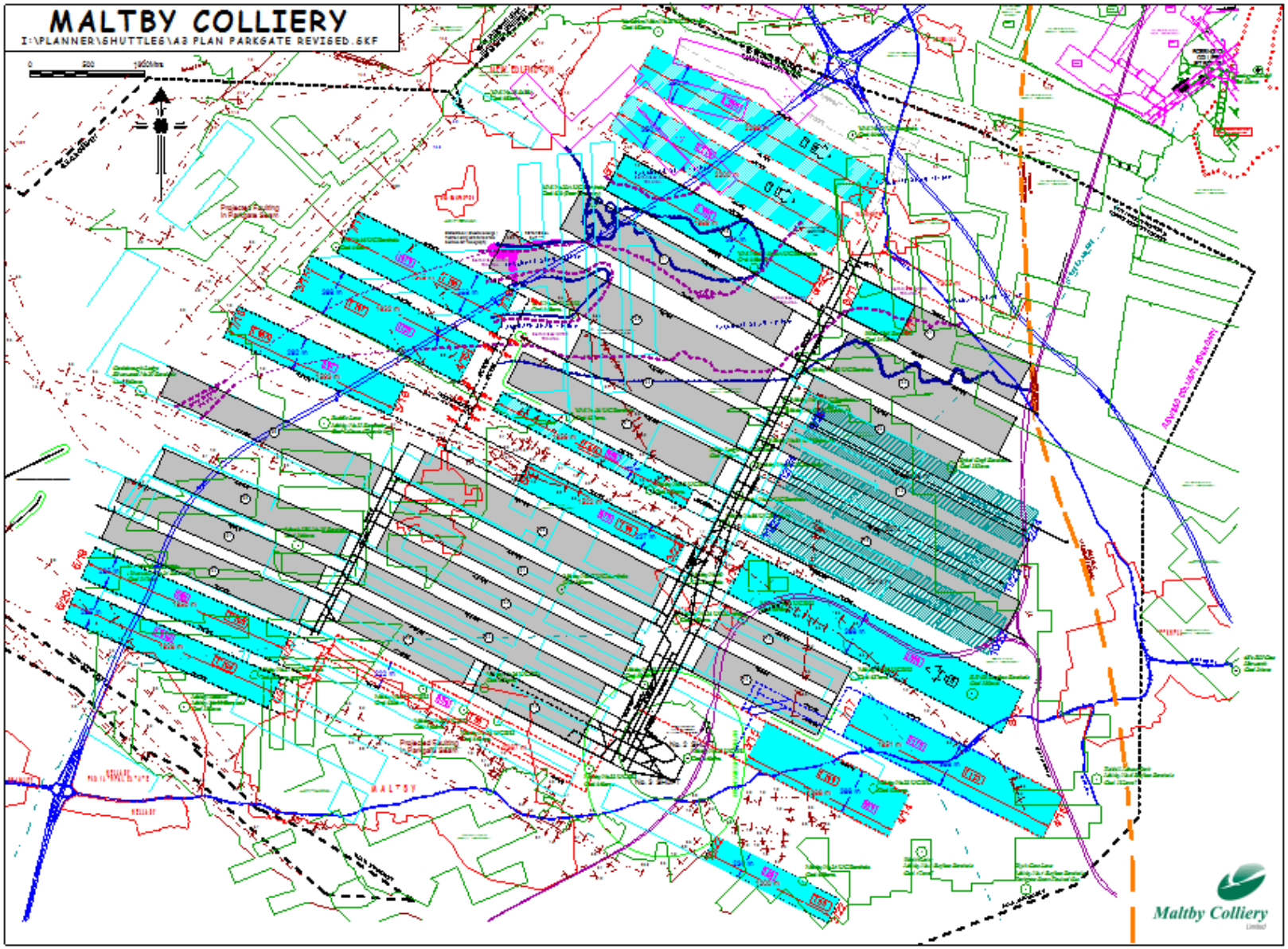
960m

POKŁAD PARKGATE

982m

POKŁAD THORNCLIFFE

Hargreaves

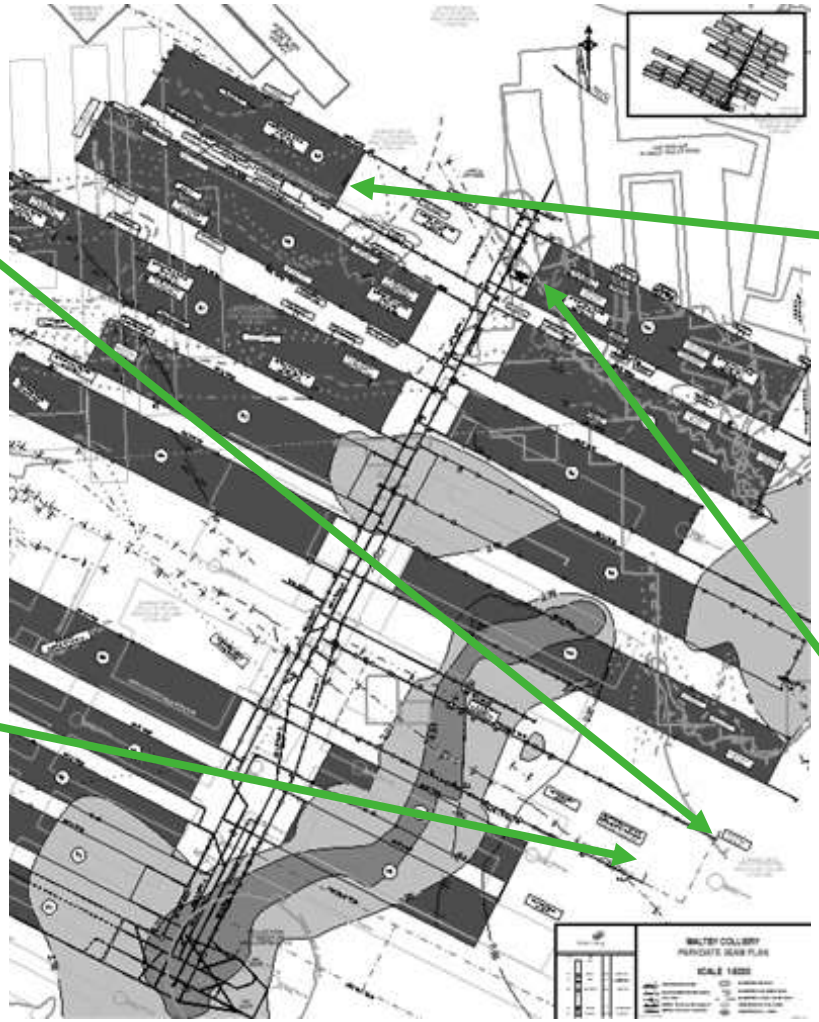

MALTBY COLLIERY
I:\PLANNER\SHUTTLES\A3 PLAN PARKGATE REVISED.SKF
Maltby Colliery

Hargreaves

Pokłady i szyby











Hargreaves

India – Hargreaves Case Study



Właściciel kopalni	Singareni Collieries Company Limited (SCCL)
Nazwa	Adrialya
Lokalizacja	Karimnagar District, Andhra Pradesh
Produkcja	3,5 milion ton / rok
Czas trwania	2 years
Status	Próby wydajnościowe





Rola: Wdrożenie / instalacja nowej techniki ścianowej

Wartość dodana:

- System BHP
- Ocena szkolenia/ kompetencji
- Wdrożenie systemu utrzymania ruchu
- Zarządzanie pracą własną i firm obcych

Specjalność:

- `Technologia ścianowa
- Szkolenie i rozwój
- Zarządzanie projektami

Wynik

- Ustanowienie stabilnej produkcji w pierwszej wysokowydajnej instalacji ścianowej w Indiach.
- Wdrożenie strukturyzowanego programu szkoleniowego w zakresie wielospecjalistycznej wiedzy dla lokalnych górników
- Wdrożenie procesów komunikacji, analizy opóźnień, zarządzanie w okresie życia (produktu)

Hargreaves



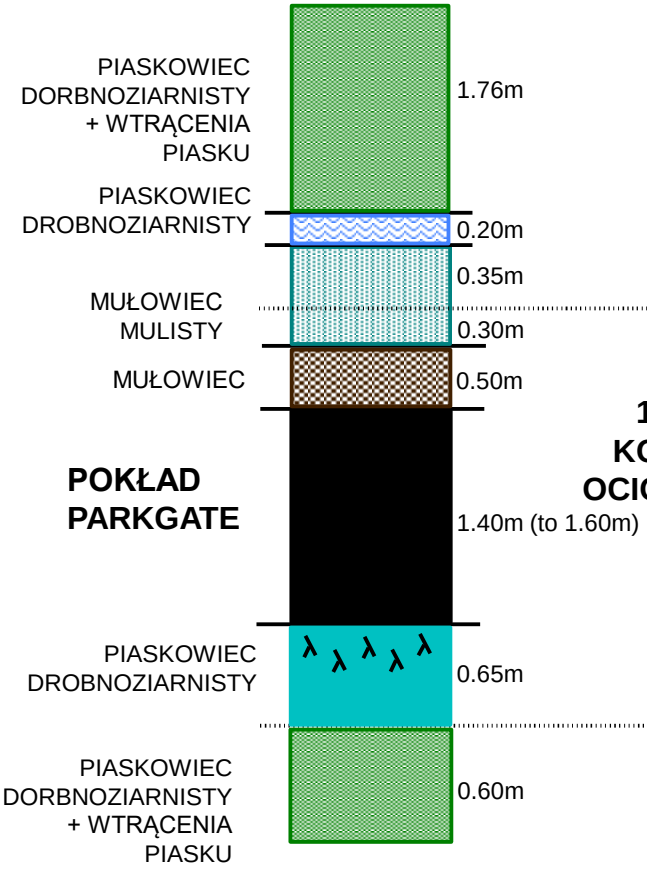
Hargreaves

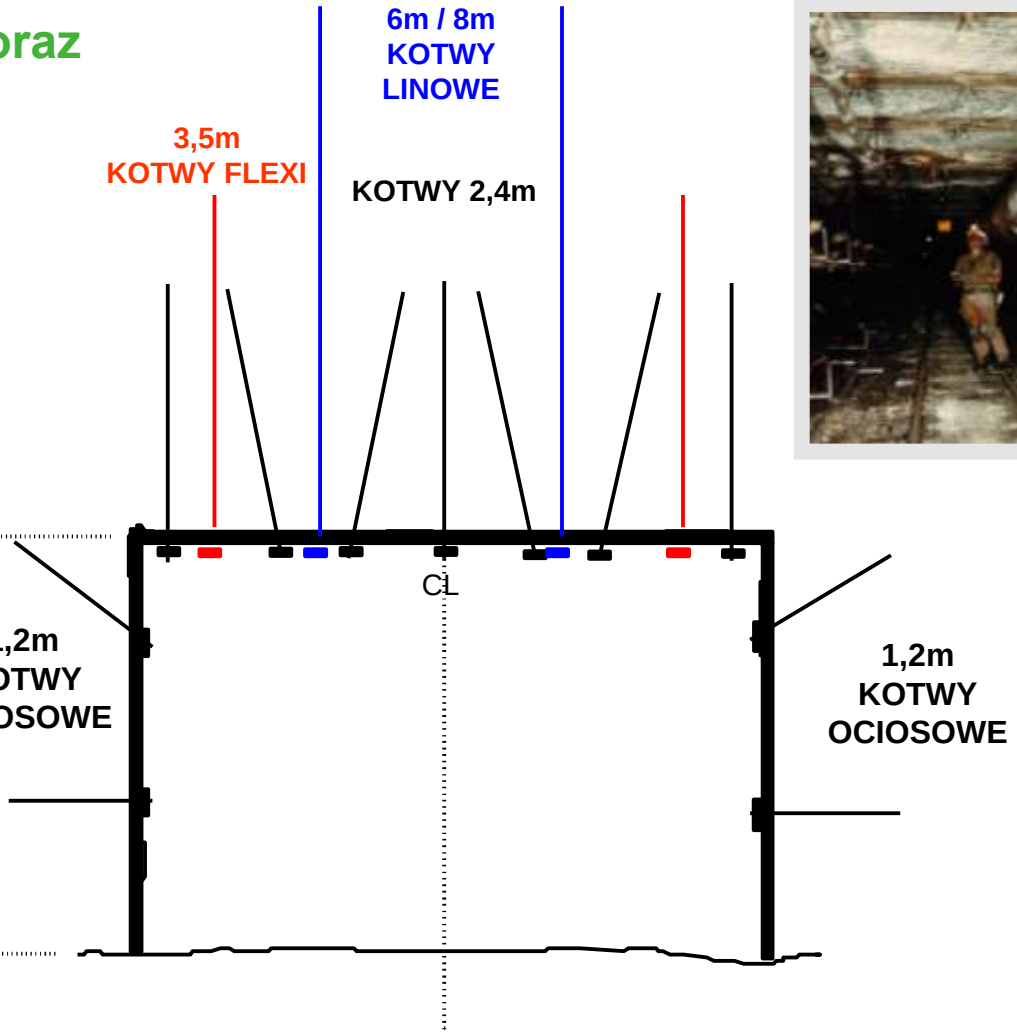

ABM 25
ABM 25
Centennial Newstan
ABM 25
Centennial Newstan
ABM 25

Hargreaves

Kopalnia Maltby Colliery Limited

Typowy przekrój chodnika oraz przekrój pokładu





Hargreaves

Technologia CM (Continuous Miner)

Mamy rozległe doświadczenie w użyciu CM firm Joy i CAT

W kopalni CSM będącej własnością OKD w Czechach,

- Stosowaliśmy CM firmy Joy w bardzo trudnych warunkach górniczych,
- Pokłady nachylone
- Głębokość od 780m do 1200m,
- 4 pokłady – miąższość 2,6 do 4,2m.
- Szkolenie załogi czeskiej

Jesteśmy również zaangażowani w zakresie technologii CM w Walii UK:

- Kopalnia Unity
- Kopalnia Aberpergwm



Hargreaves

Hargreaves kopalnie odkrywkowe



Siedem lokalizacji w Szkocji, planowana produkcja 3 000 000 ton/rok

Jedno joint venture w Walii – Tower Colliery 800,000 – 1,000,000 ton/rok



50 000 000 m3 zdjętego nadkładu na rok

30 000 000 m3 wysadzonego nadkładu

Współczynnik nadkładu do 18:1

Hargreaves

Maltby Colliery Limited

Maltby Colliery produkuje 64GW en. elektrycznej z gazu kopalnianego, o wartości £3.5m, co odpowiada 65% całkowitego zapotrzebowania kopalni.











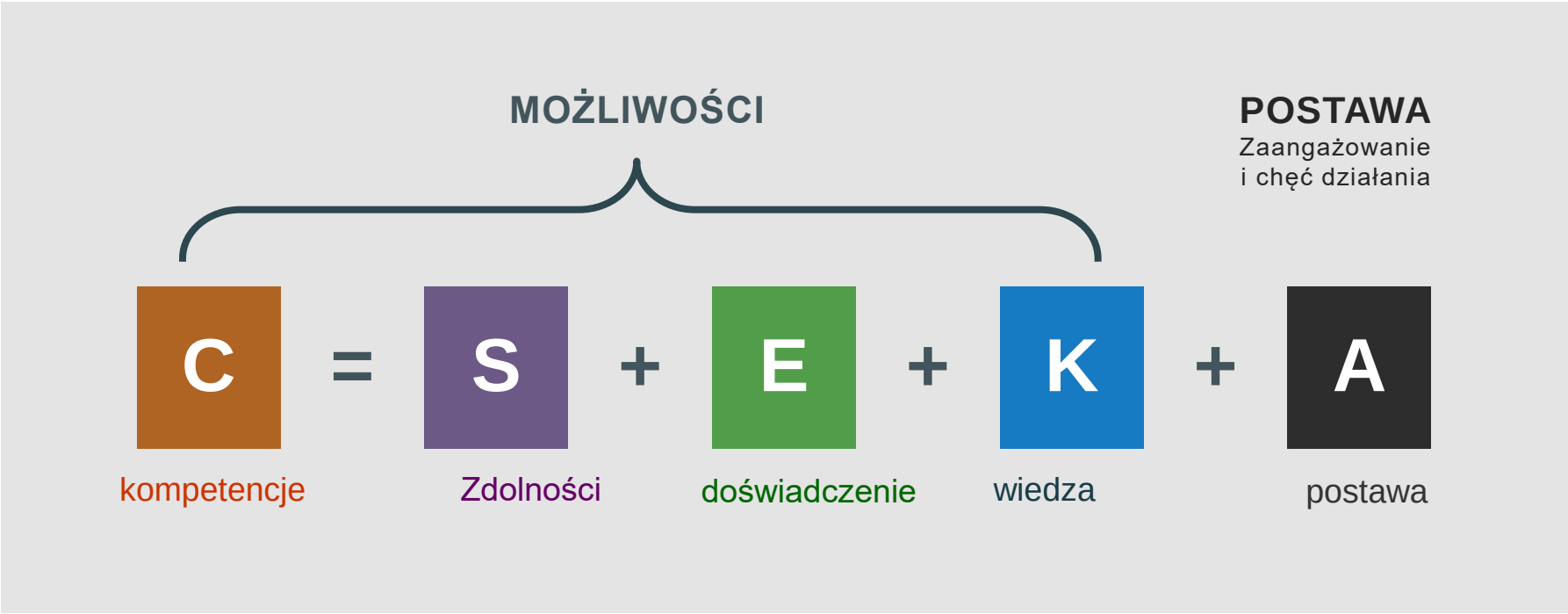


Hargreaves

Definicja kompetencji

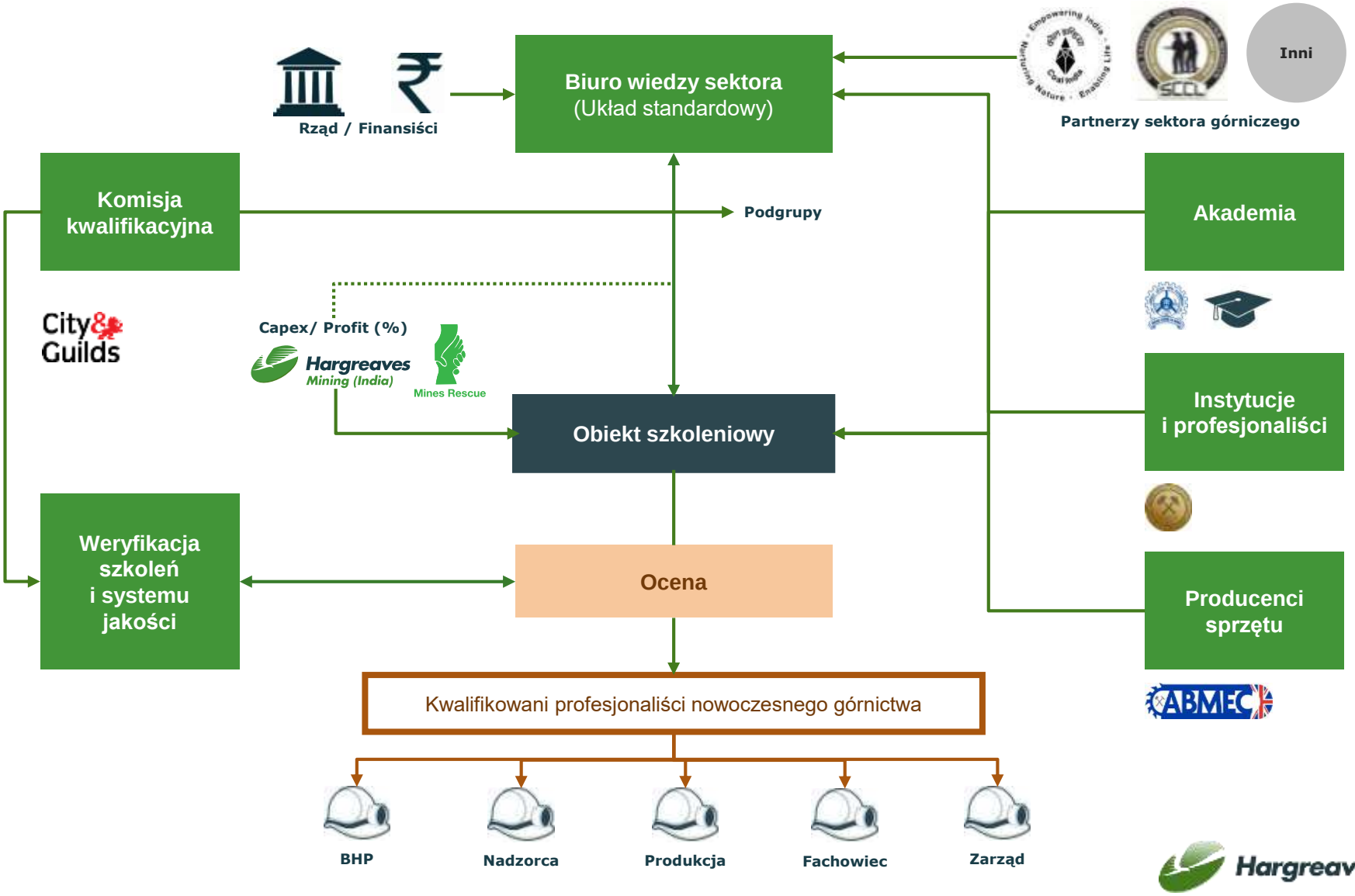
Zdolność odpowiedzialnego wykonywania regularnych czynności w normalnych standardach.

Składa się z:

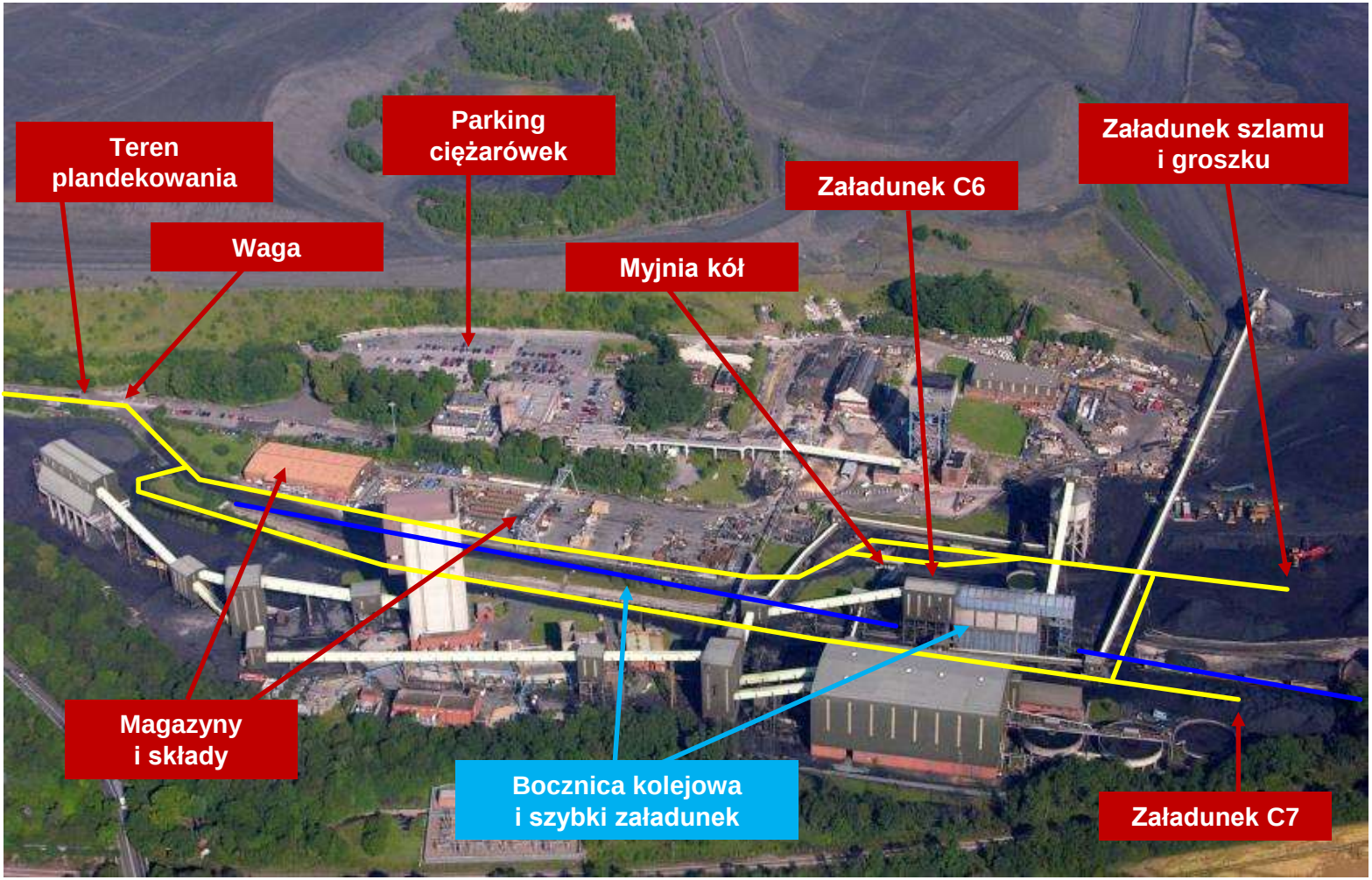


Hargreaves

India –Transfer Wiedzy



Maltby Colliery Limited



Hargreaves

Contact Details

Hargreaves Industrial Services

Roseby House
Lund Hill Lane
Royston
Barnsley
S71 4BD

t. 01226 730440

www.hsgplc.co.uk
hisenquiries@hsgplc.co.uk



Hargreaves

Dobór metody kotwienia dla wzmocnienia wyrobisk korytarzowych w celu zwiększenia produktywności systemu ścianowego.

Autorzy:

Dr inż. Krystian Salamon

KWK BORYNIA - ZOFIÓWKA –JASTRZĘBIE, RUCH ZOFIÓWKA

Mgr inż. Wojciech Mazurek

KWK BORYNIA - ZOFIÓWKA –JASTRZĘBIE, RUCH ZOFIÓWKA

Ramowy plan prezentacji

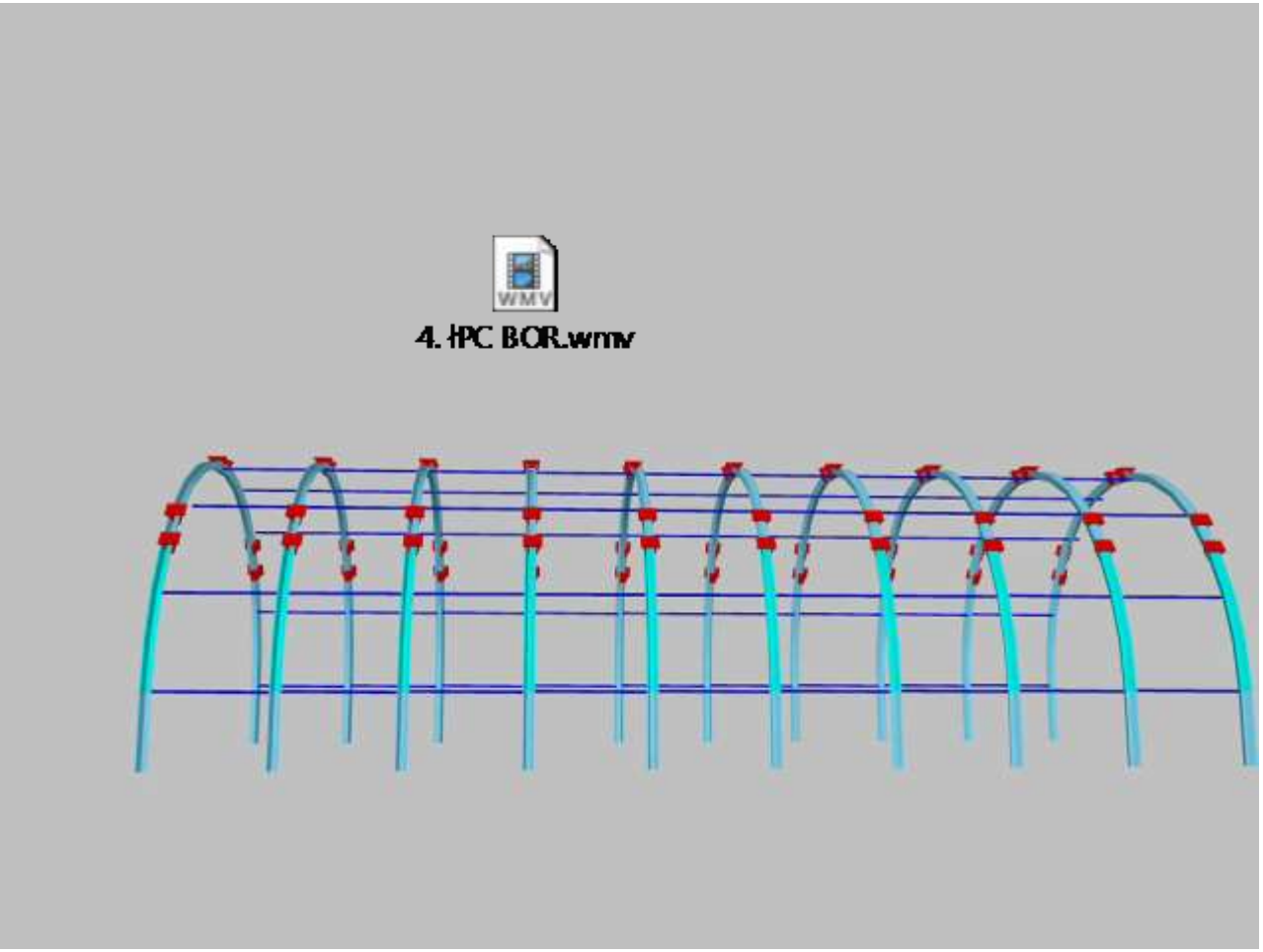
Zakres tematyczny	Slajd
1. Wprowadzenie	3-4
2. Cel projektu	5
3. Metodyka	6
4. Charakterystyka sposobów wzmacniania obudowy	7 - 11
5. Wyrobiska wytypowane do realizacji programu	12 - 13
6. Proces wdrażania programu dla chodnika podścianowego E-6 pokł. 505/1	14-15
7. Uzyskane wyniki	16
8. Wnioski	17-18
9. Literatura	19

1. Wprowadzenie

Technika podziemnej eksploatacji złóż węgla pomimo wypracowania różnorodnych koncepcji wybierania kopaliny , opiera się głownie na systemach ścianowych. Analizując światowe rozwiązania w obszarze mechanizacji i organizacji produkcji wyrobiska ścianowego, można stwierdzić że osiągnięto pewien stopień unifikacji rozwiązań technologicznych(kompleksy strugowe lub kombajnowe). Z kolei mechanizacja i organizacja wykonywania wyrobisk przygotowawczych dla tych systemów jest silnie zdywersyfikowana.

W zależności od warunków górniczo-geologicznych stosuje się kombajny chodnikowe lub też roboty strzałowe. Różnorodność stosowanych metod drążenia przodków świadczy o ciągłym poszukiwaniu i konieczności opracowywania nowych technik, które spełnią wymogi bezpieczeństwa i ekonomiczne w sposób ciągły gwarantując wysoką wydajność prowadzonych robót przygotowawczych i eksploatacyjnych.

1. Wprowadzenie



Połączone odrzwia obudowy łukowo podatnej ŁP [opracowanie własne]

Legenda

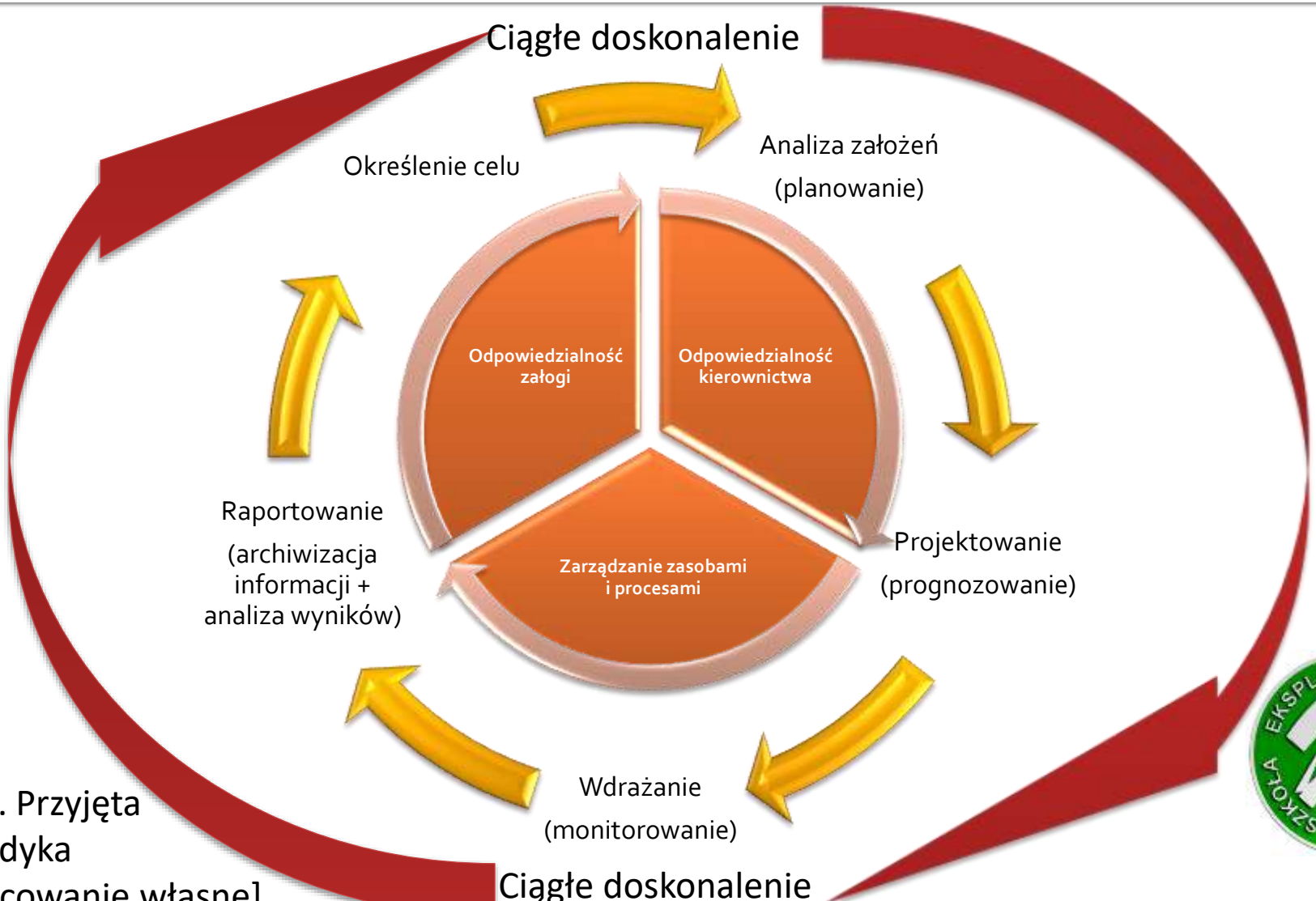
kolor	Element
	Kształtowniki obudowy
	Złącza
	Rozpory międzyodrzwiowe

2. Cel projektu

Celem projektu jest zminimalizowanie kosztów przy jednoczesnym zwiększeniu efektywności prowadzonych prac związanych z drążeniem wyrobisk korytarzowych.

Bardzo ważnym czynnikiem przy doborze obudowy jest zapewnienie stateczności wyrobiska przyścianowego na etapie późniejszej eksploatacji ścianowej. Należy uwzględnić oddziaływanie ciśnień eksploatacyjnych i możliwość eliminacji konieczności budowy kolejnych wzmocnień przed frontem ściany oraz minimalizacji problemów z odprężonym narożem ściana-chodnik.

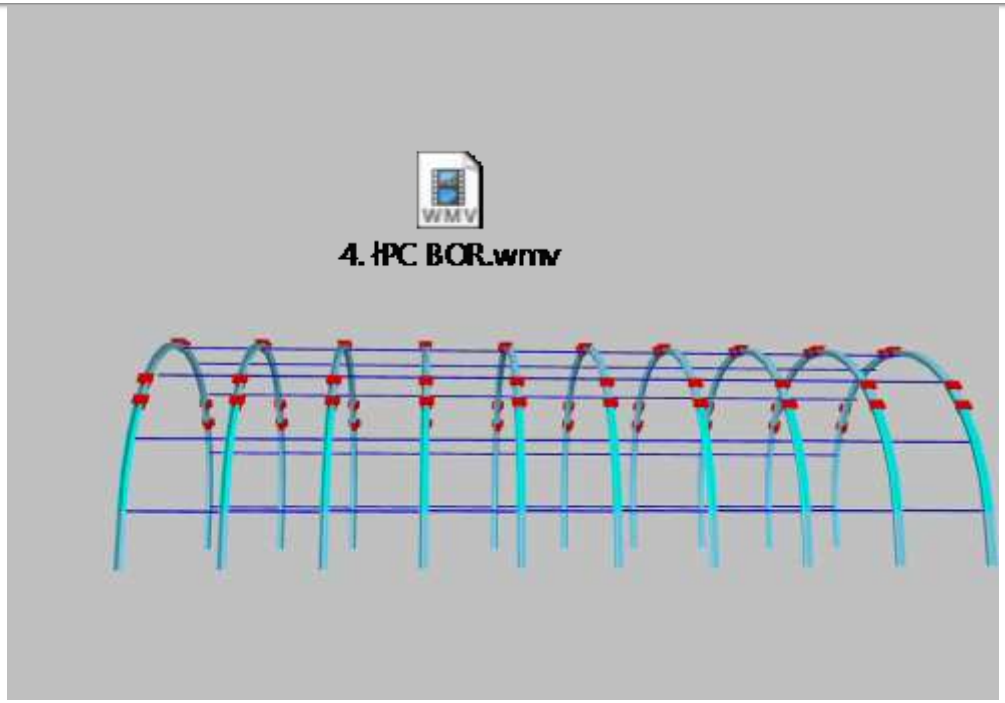
3. Metodyka



Rys.1. Przyjęta metodyka [opracowanie własne]

4. Charakterystyka sposobów wzmacniania obudowy podporowej

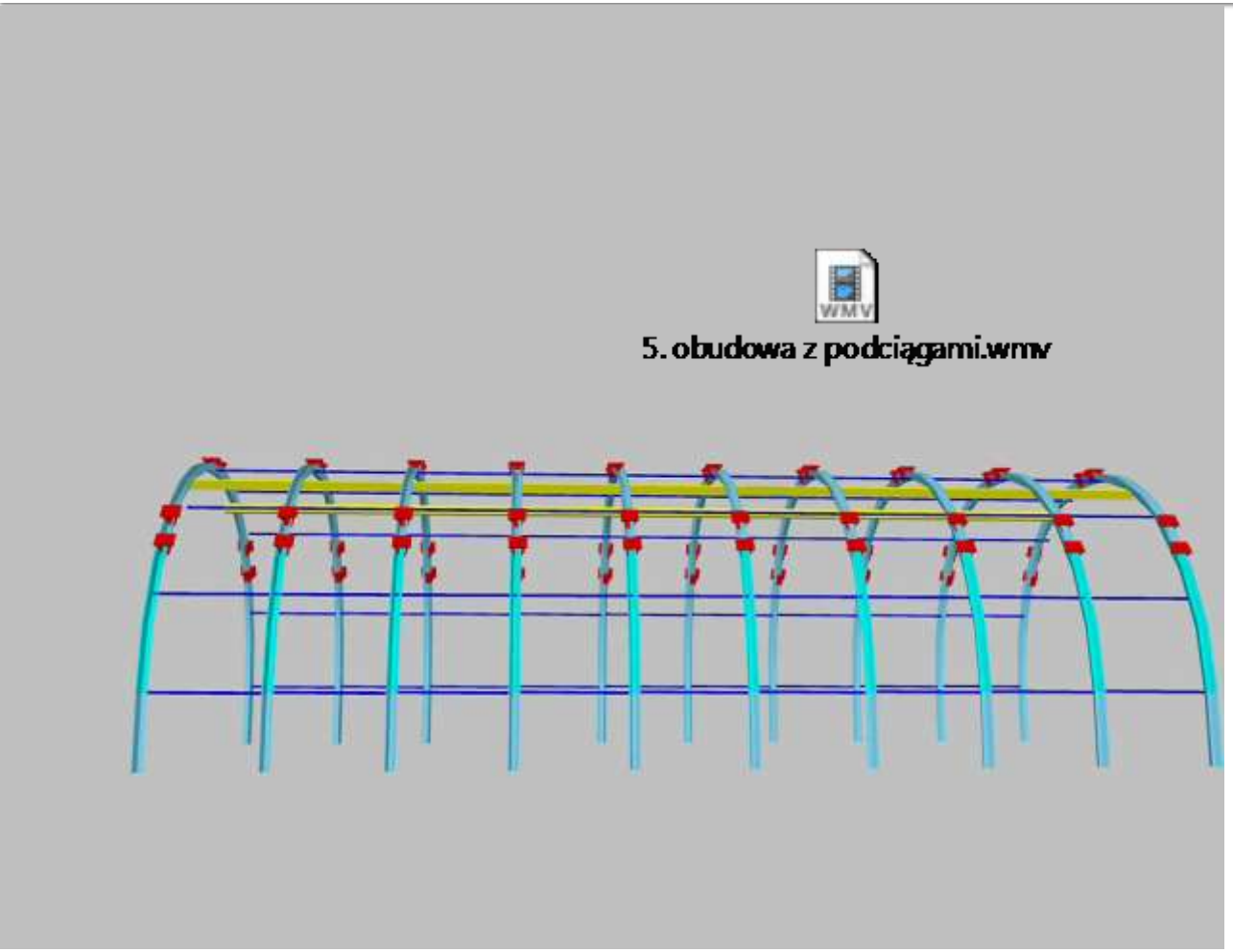
- Zagęszczenie rozstawu odrzwi
- Zmiana typu stali lub przekroju kształtownika
- Zastosowanie dodatkowych elementów wzmacniających



Obudowa ŁP

Rys.2. Sposoby wzmacnia obudowy [opracowanie własne z uwzględnieniem danych literaturowych 1-6]

4. Charakterystyka sposobów wzmacniania obudowy podporowej

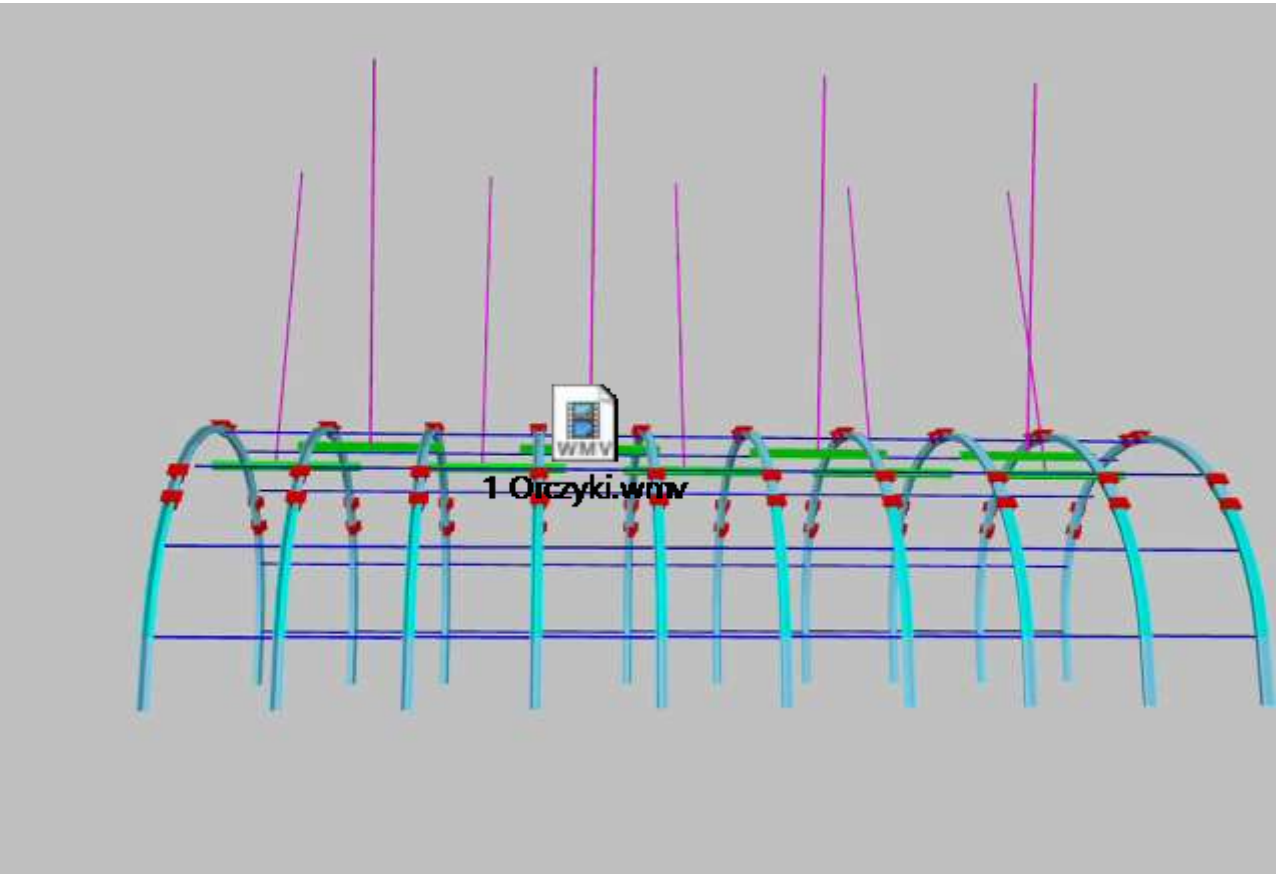


Legenda

kolor	Element
	Kształtowniki obudowy
	Złącza
	Rozpory międzyodrzwiowe
	Podciągi

Sposoby wzmacnia obudowy wariant 1 : zastosowanie podciągów z elementów obudowy prostej [opracowanie własne]

4. Charakterystyka sposobów wzmacniania obudowy podporowej

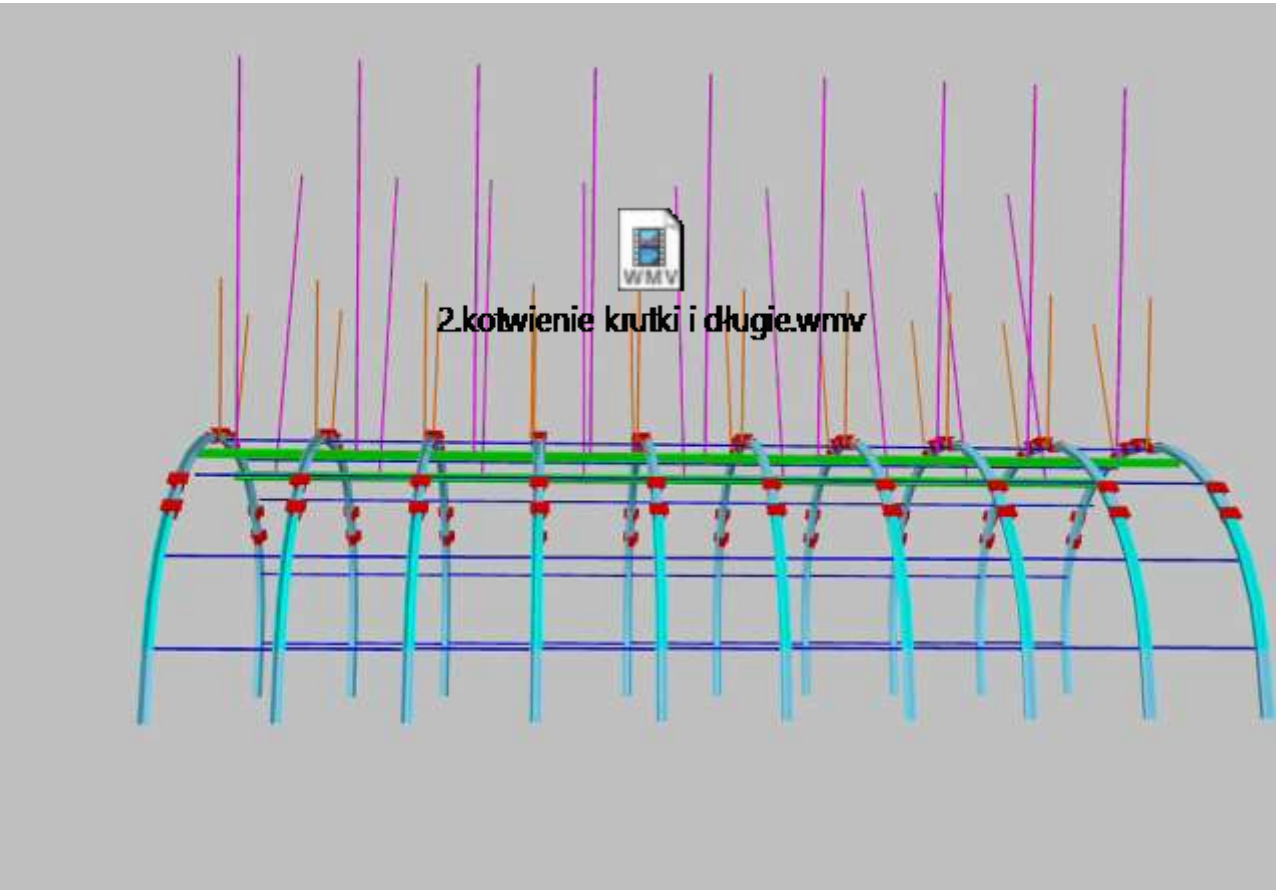


Legenda

kolor	Element
	Kształtowniki obudowy
	Złącza
	Rozpory międzyodrzwiowe
	Podciągi SPPK
	Kotwie „długie”

Sposoby wzmacnia obudowy wariant 2 : zastosowanie podciągów krótkich SPPK z kotwieniem długim [opracowanie własne]

3. Charakterystyka sposobów wzmacniania obudowy podporowej

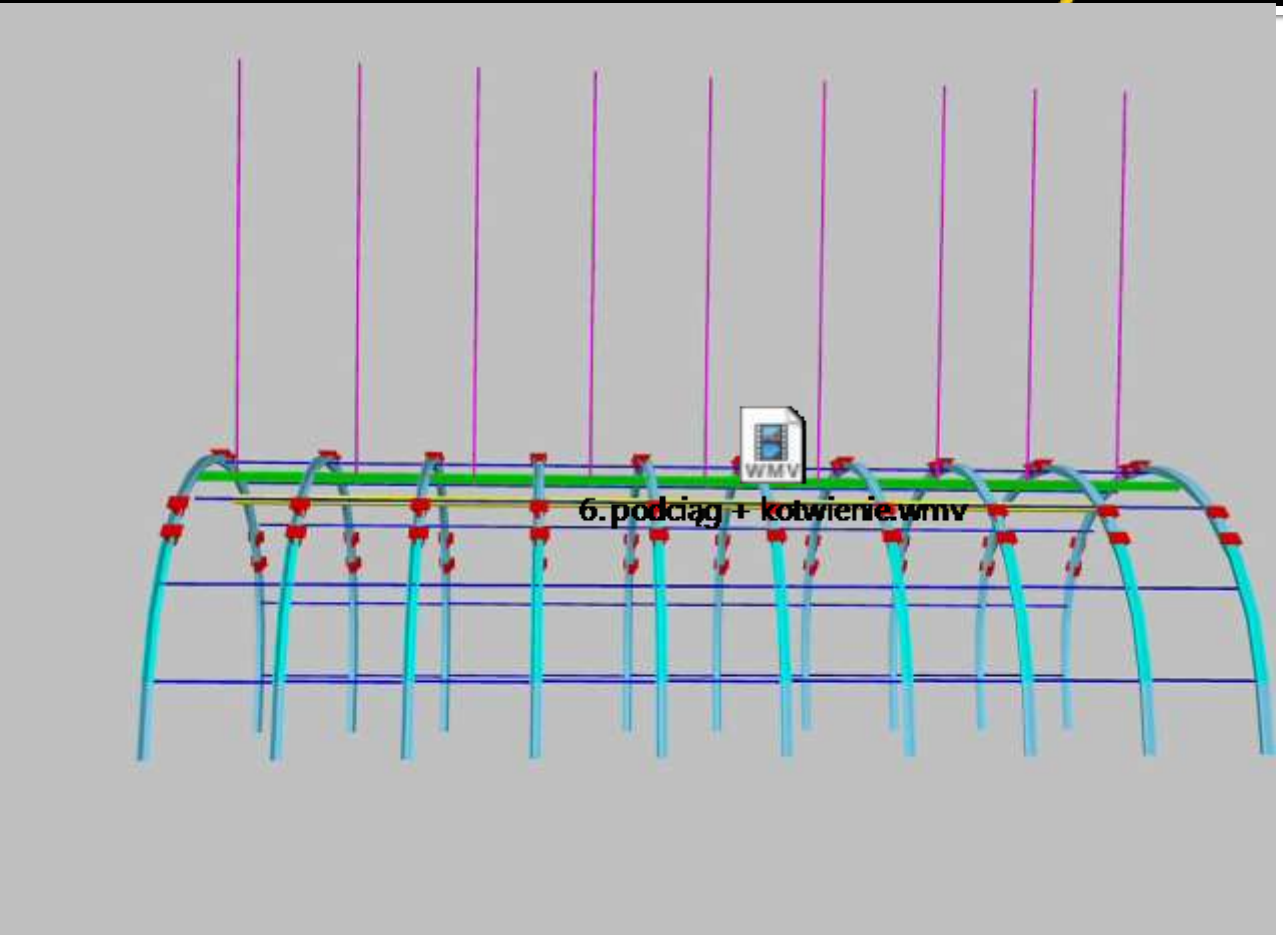


Legenda

kolor	Element
	Kształtowniki obudowy
	Złącza
	Rozpory międzyodrzwiowe
	Podciągi SPPK
	Kotwie „długie”
	Kotwienie „krótkie”

Sposoby wzmacnia obudowy wariant 3 : zastosowanie podciągów z elementów obudowy prostej z kotwieniem obustronnym i kotwieniem krótkim stropnicy [opracowanie własne]

1. Charakterystyka sposobów wzmacniania obudowy

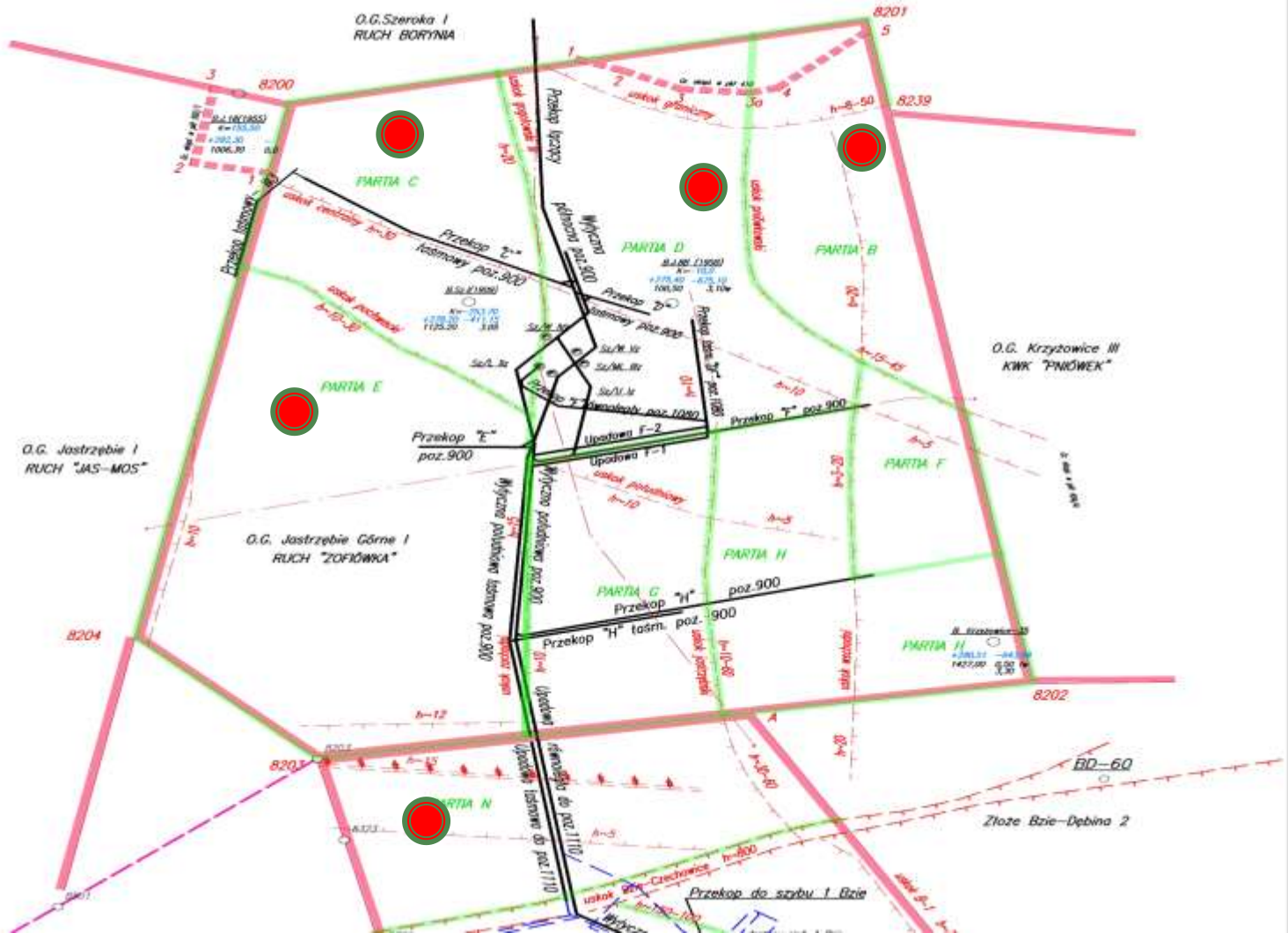


Legenda

kolor	Element
	Kształtowniki obudowy
	Złącza
	Rozpory międzyodrzwiowe
	Podciąg
	Podciągi SPPK
	Kotwie „długie”

Sposoby wzmacnia obudowy wariant 4 : zastosowanie podciągu SPPK z kotwieniem długim oraz dodatkowym podciągiem [opracowanie własne]

5. Wyrobiska wytypowane do realizacji programu



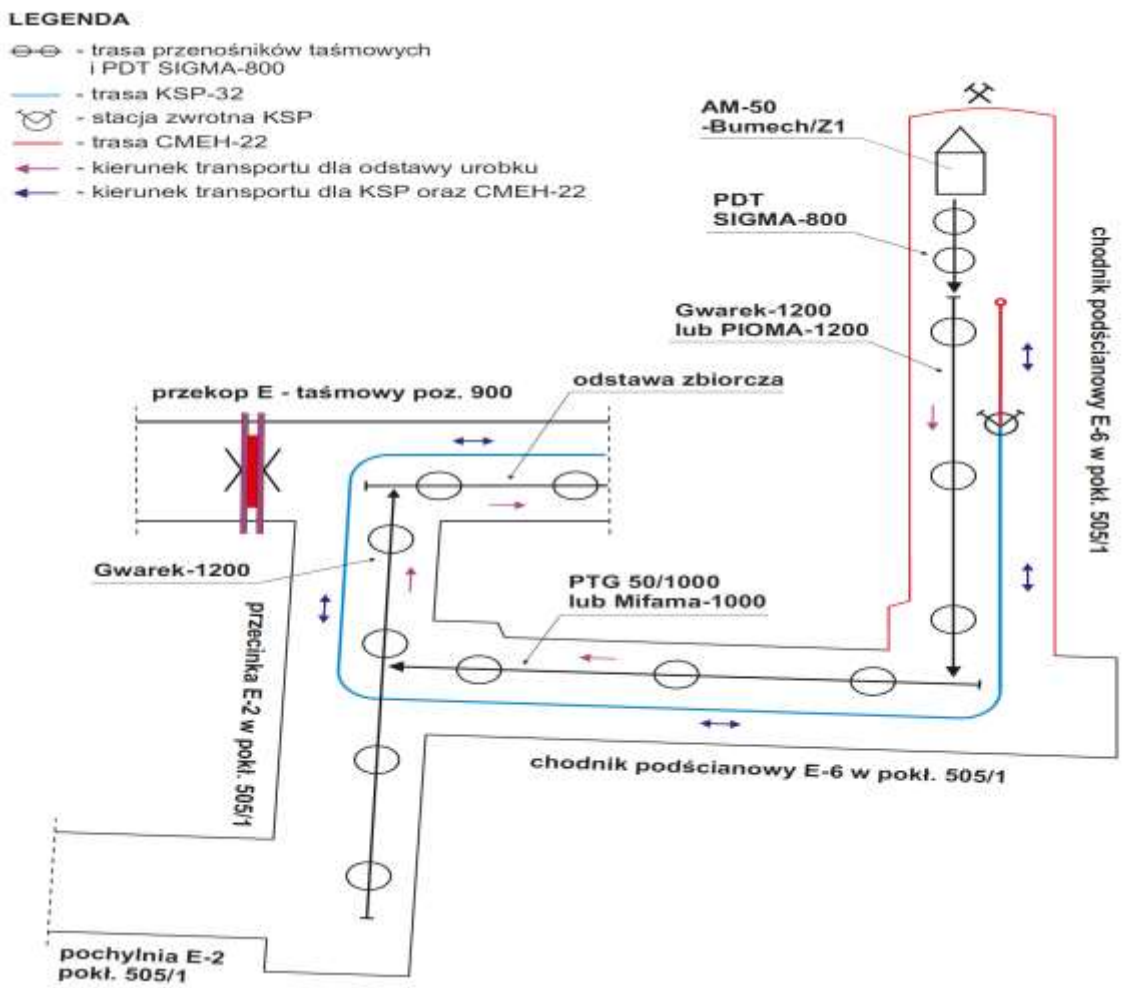
Rys. 3. Lokalizacja poszczególnych wyrobisk w których planuje się dokonać wzmacniania za pomocą kotwienia [opracowanie własne na podstawie 6]

5. Wyrobiska wytypowane do realizacji programu

Chodnik	Skały stropowe*	Miąższość [m]	RC [MPa]	RQD [%]	Rozmakalność r	Dodatkowy cel wzmacniania
podścianowy E-6 pokł. 505/1	Piaskowiec średnio i gruboziarnisty	19,6-27,7	61,35	50	0,8-1,0	-
podścianowy D-6 pokł. 412łg+łd i 412łg	Łupek ilasty	0,3	20	29	0,6	Ograniczenie degradacji stropu
	Łupek ilasty	3,0	29,9-64,6	64	0,8	
	Łupek piaszczysty	1	72	81	0,8	
	piaskowiec	10	75,1-104,5	71-82	0,8-1,0	
nadścianowy C-1 pokł. 505/1	Łupek ilasty przechodzący w piaszczysty	2-8	10,1-65	-	0,8	-
	piaskowiec	25-32	44,7-76,8		1	-
podścianowy C-1 pokł. 505/1	Łupki piaszczyste	8-14	10-65	-	0,8	Utrzymanie wyrobiska dla kolejnej ściany
	piaskowiec	10-28	44,7-76,8		1	
podścianowy B-3a pokł. 407/1	Łupek ilasty	0,0-2,0	20	-	1	-
	Łupek piaszczysty-piaskowce	0,45 - 7	58- 84,6		0,8-1	
podścianowy N-4 pokł. 505/1	Łupek ilasty	0,-1,50	35,4-58,1	-	0,8/1	-
	Łupek piaszczysty	0,0-7	25,8-61,1		1	
	piaskowiec	0,0 -13	25,8-61,1		1	

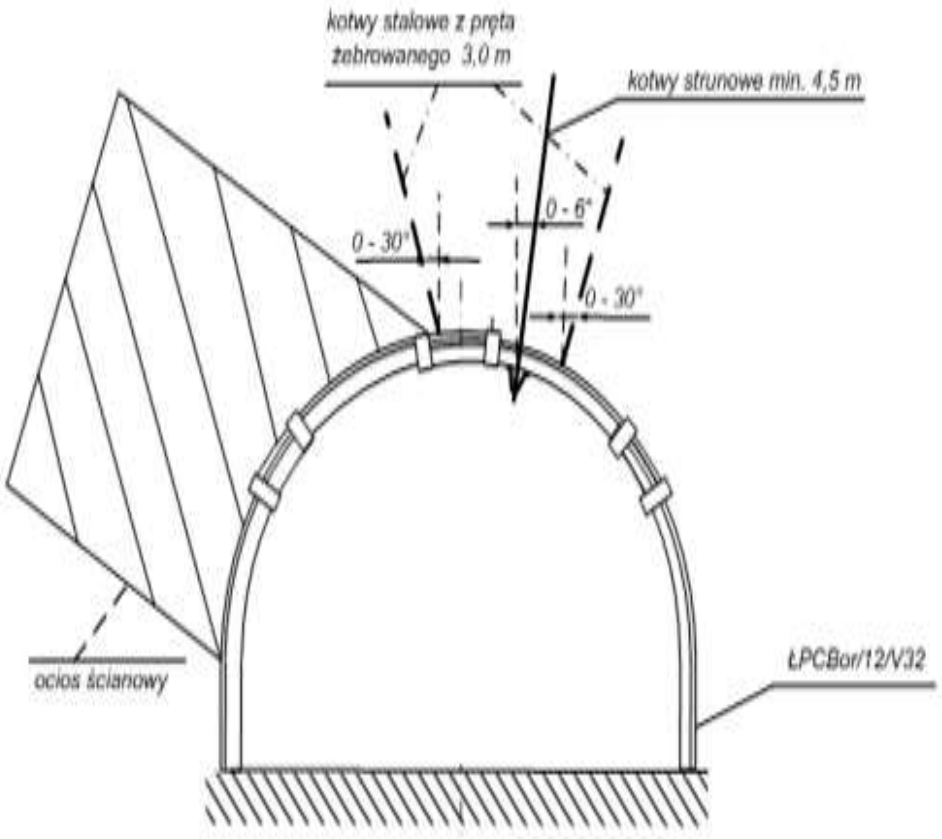
*Dla danego wyrobiska scharakteryzowano pakiet skał w kolejności od pokładu do partii leżących wyżej na odcinku o grubości min 10m

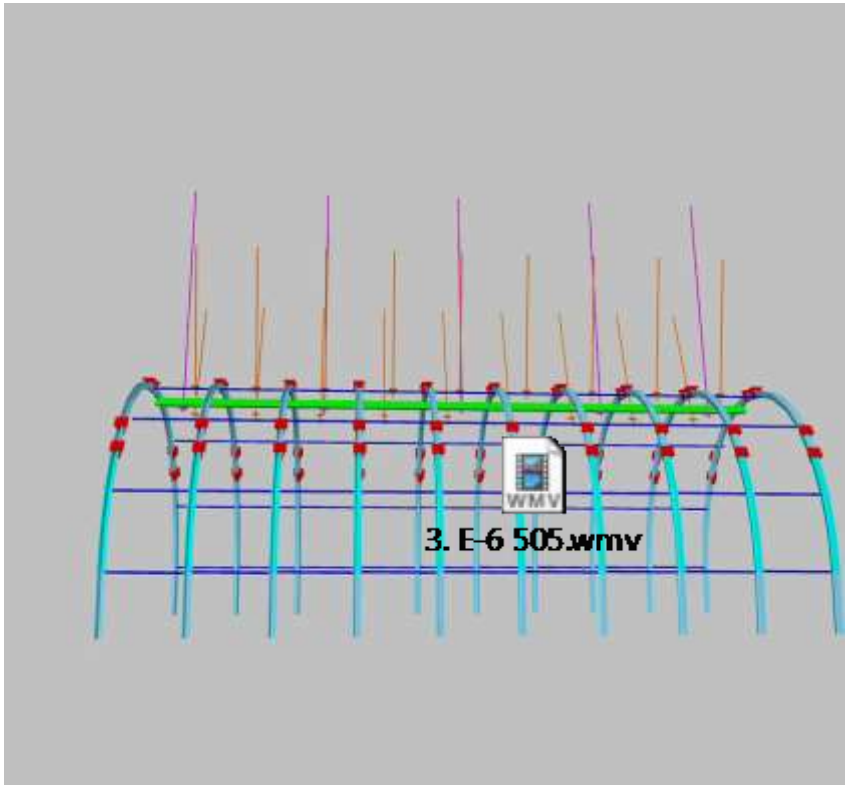
6. Proces wdrażania programu dla chodnika podścianowego E-6 pokł. 505/1



Rys. 4. Schemat układu transportu dla chodnika podścianowego E-6 w pokł. 505/1 [opracowanie własne]

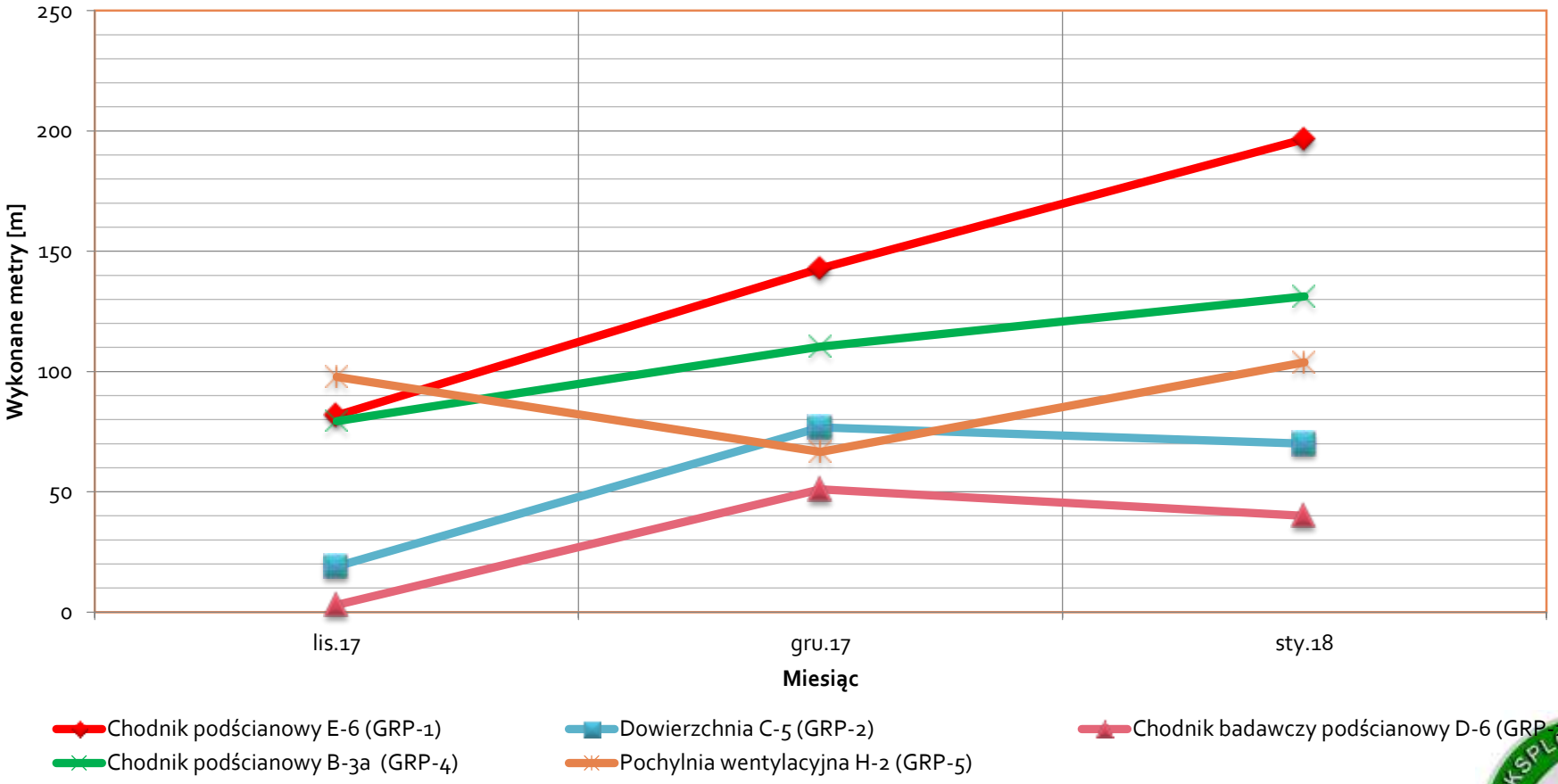
6. Proces wdrażania programu dla chodnika podścianowego E-6 pokł. 505/1





Rys. 5 . Sposób wzmacniania chodnika podścianowego E-6 w pokładzie 505/1 , źródło opracowanie własne na podstawie [7]

7. Uzyskane wyniki



Rys. 6. Zmiany postępów robót przygotowawczych w ostatnich trzech miesiącach w dziale GG-2z

8. Wnioski

1)Pierwsze wyniki potwierdzają zasadność prowadzonych robót. W wyniku reorganizacji prac w przodku E-6 w pokł. 505/1 Ruchu Zofiówka, wzrósł postęp wyrobiska przy jednoczesnej minimalizacji kosztów.

2)Do zalet przyjętej metody w wyżej wymienionym wyrobisku należy zaliczyć:
- zmniejszenie ilości materiałów koniecznych do zabudowy odrzwi,
-zwiększenie postępu przodka,
-zmniejszenie pracochłonności w przodku.

3)Jednym z głównych celów przedsięwzięcia zabudowy odrzwi obudowy podporowej z natychmiastowym jej wzmacnianiem obudową kotwową jest zapewnienie stateczności wyrobiska przyścianowego na etapie późniejszej eksploatacji ścianowej i zwiększenie efektywności pracy brygad ścianowych wynikające, eliminacji konieczności budowy kolejnych wzmocnień przed frontem ściany oraz minimalizacji problemów z odprężonym narożem ściana-chodnik.

8. Wnioski

4. Do wad przedsięwzięcia należy na pewno zaliczyć wprowadzenie dodatkowych materiałów takich jak kleje i kotwy oraz koszt wynagrodzenia osób oddziału TWO. Uzyskane wyniki ekonomiczne pozwalają jednak jednoznacznie stwierdzić, że przedstawione wady są kompensowane przez zwiększenie postępu przodka i minimalizację kosztów obudowy oraz prawidłowo prowadzoną organizację robót. Na tej podstawie należy prowadzić dalsze prace w celu udoskonalenia wdrożonych innowacji.

9. Literatura

1. Małkowski P. 2016: Obudowa kotwowa wczoraj i dziś w aspekcie obowiązujących przepisów. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 11 (267)/2016
2. Bobek R., Śledź T., Ratajczak A., Mąka B., Głuch P., 2012: Rozwiązanie i doświadczenia ze stosowania obudowy prostej podporo-kotwowej w rozcince ścianowej Nr 14 w pokładzie 401/1. Górnictwo i Geologia 2012, tom 7,str. 5-14.
3. Dawns, G., Hons B., 1992: Kotwienie stropu w górnictwie węglowym – projektowanie i realizacja. Wiadomości Górnicze. Nr 1.
4. Majcherczyk T, Niedbalski Z., Małkowski P. 2010: Wzmacnianie obudowy wyrobisk korytarzowych w złożonych warunkach górniczo-geologicznych. Górnictwo i Geoinżynieria. Str. 451-461
5. Wardas A., Bobek R., Śledz T., Twardokęs J. Ratajczak A. Głuch P. 2016: Sposoby wzmocnienia górotworu dla poprawy stateczności wyrobisk korytarzowych na dużej głębokości w warunkach występowania zagrożeń naturalnych i technicznych w kopalniach węgla kamiennego. Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk. Nr 94 str. 53-66
6. Urbaniec E., 2010 : Przegląd metod utrzymania stateczności wyrobisk na dużych głębokościach podczas drążenia w strefie uskoku Bzie-Czechowice w JSW S.A. Kopalnia „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch Zofiówka. Przegląd Górniczy Nr 5 str. 155-161
7. Technologia Nr 10/DTT/2017 Kotwienia międzyodrzwiowego oraz przykatwiania obudowy w chodniku podścianowym E-6 pokł. 505/1.

Dobór metody kotwienia dla wzmocnienia wyrobisk korytarzowych w celu zwiększenia produktywności systemu ścianowego

Selection of Rockbolting Method for the Support of Galleries in Order Maximize Cutting Productivity Longwall Panel System

Krystian Salamon

Wojciech Mazurek

Autorzy artykułu poszukują algorytmu postępowania lub zmodyfikowaniem istniejącego procesu projektowania wyrobisk korytarzowych w celu ograniczenia kosztów drążenia połączonych ze wzrostem wydajności produkcji. W artykule przedstawiono opracowaną metodę takiej oceny oraz przykład jej zastosowania dla wybranych technicznych i górniczo-geologicznych warunków. Podstawowa część artykułu prezentuje wpływ tego układu działań na zmniejszenie kosztów i wzrost wydajności produkcji w chodniku podścianowym E-6 pokł. 505/1. Otrzymane wyniki potwierdzają poprawność założeń projektowych na tym etapie prac.

ABSTRACT: The authors of this paper are looking for an algorithm for modifying the existing design processes driving excavation in order to reduce the cost of drilling connected with increase of production efficiency. Basic part of the paper presents a method of such an assesment and example of its application in selected geological, geomechanical and technical terms. Last part this work presents the influence of the activities on the decrease of cost and increase of production efficiency in the in the bottom gate no. E-6 seam 505/1. The measurements results confirm correctness of design assumptions at this stage of works.

SŁOWA KLUCZOWE: górnictwo, obudowa wyrobisk korytarzowych, stateczność wyrobisk

1. WPROWADZENIE

Obserwowana w ostatnich latach fluktuacja cen węgla zmusza spółki węglowe do analiz i wdrażania innowacji pozwalających zmniejszyć nakłady finansowe z jednoczesnym zwiększeniem produktywności prowadzonych robót górniczych. Wysoki koszt łuków stalowych obudowy podporowej oraz pracochłonność przy ich zabudowie przekładająca się na postęp dobowy przodka, zmusza do rozpatrywania alternatywnych koncepcji w obszarze rozwiązań technologicznych drążonych wyrobisk. Niedoścignionym wzorcem są kopalnie australijskie i amerykańskie, w których postępy przodków są kilkanaście razy większe aniżeli przodków drążonych w warunkach GZW [1,2]. Istnieje więc silna zachęta ekonomiczna dla prac nad wprowadzeniem analogicznych rozwiązań w rodzimym górnictwie. Kopalnia Borynia-Zofiówka-Jastrzębie ze względu na dziewiczy obszar Bzie-Dębina, w którym prowadzi się pierwsze prace przygotowawcze posiada unikalny potencjał adaptacji innowacji mogących

wpłynąć na konkurencyjność zakładu. Okoliczności te stały się impulsem dla podjęcia działań badawczo-rozwojowych przez kierownictwo kopalni, które mają na celu opracowanie innowacyjnych rozwiązań pozwalających zrekonstruować technologię drążenia wyrobisk korytarzowych.

2. CEL, ZAKRES ORAZ KONCEPCJA REALIZACJI PRZYJĘTYCH ZAŁOŻEŃ

Celem projektu jest zminimalizowanie kosztów przy jednoczesnym zwiększeniu efektywności prowadzonych prac związanych z drążeniem wyrobisk korytarzowych. Zadanie to może być zrealizowane na kilka sposobów, jednakże każdy z możliwych wariantów działania opiera się na wypracowaniu konsensu pomiędzy następującymi elementami: minimalizacją ilości potrzebnych materiałów, pracochłonnością, efektywnością drążenia wyrobisk korytarzowych i eksploatacji parceli ścianowych. Sformułowanie „optymalizacja doboru obudowy" jest szeroką koncepcją obejmującą różne warianty wykonania wyrobisk od obudowy podporowej do samodzielnej obudowy kotwowej, dlatego też dalsza część artykułu będzie omawiana w takim zakresie.
W podziemiach kopalń, gdzie występuje szereg zagrożeń, praca w przodku jest szczególnie niebezpieczna, dlatego obudowa musi być zaprojektowana w taki sposób by zapewnić stateczność wyrobiska oraz jego funkcjonalność w każdych warunkach obciążenia. Optymalizacja doboru obudowy wyrobisk musi być ukierunkowana na warunki lokalne ze szczególnym uwzględnieniem występujących problemów geologiczno-górniczo-technicznych (jak np. bardzo niska wytrzymałość węgla lub dodatkowe obciążenia dynamiczne). Przy projektowaniu przodków w których wdrażane są innowacyjne rozwiązania technologiczne muszą być zastosowane metody optymalizacji wielokryterialnej, ujmującej takie zagadnienia jak:

2.1. *Warunki górniczo-geologiczne*

Chociaż panuje pogląd, że formacje węglonośne świata są do siebie podobne pod względem geomechanicznym, to jednak przyjmowanie zagranicznych wzorów powinno być poprzedzone analizą porównawczą warunków zagranicznych z krajowymi. Do warunków niekorzystnych dla GZW w przedmiotowym aspekcie zaliczyć należy w samym wstępie[3]:
– niskie wartości parametrów wytrzymałościowych i drobne warstwowanie skał stropowych,
– gęstą sieć uskoków oraz liczne zaszłości eksploatacyjne w górotworze (krawędzie i zroby w sąsiednich pokładach),
– występowanie w pokładach licznych przerostów skały płonnej oraz rozwarstwień pokładów,
– dużą aktywność sejsmiczną górotworu (wstrząsy, tąpania) wynikającą z działalności górniczej.

2.2. *Uwarunkowania prawne*

W 2017 wprowadzono znowelizowane przepisy co do stosowania obudowy kotwowej oraz kotwowo-podporowej[4]. W przypadku stosowania tych rodzajów obudów, projekt musi być opracowywany przez rzeczoznawcę natomiast co do obudowy podporowej i jej wzmacniania nie ustalono dodatkowych obostrzeń co stanowi podstawę dla rozpoczęcia prac nad optymalizacją jej doboru przez służby kopalniane.

2.3. *Możliwości techniczne*

W chwili obecnej bariery techniczne stojące na drodze obudowie kotwowej zostały zminimalizowane dzięki wprowadzeniu nowych technologii i materiałów [1,5,6]. W zależności od potrzeb i możliwości finansowych przedsiębiorcy można skonstruować dowolną konfigurację

maszyn (kotwiarki, maszyny wiercąco-kotwiące, kombajny z portalem lub przystosowane do wykonywania samodzielnej obudowy kotwowej).

2.4. *Bariery psychologiczne*

Bariery wynikają z nawyków kadry górniczej przyzwyczajonej od dziesięcioleci wyłącznie do obudowy podporowej. Pokonanie ich wymaga stworzenia pozytywnych doświadczeń w stosowaniu obudowy kotwowej.

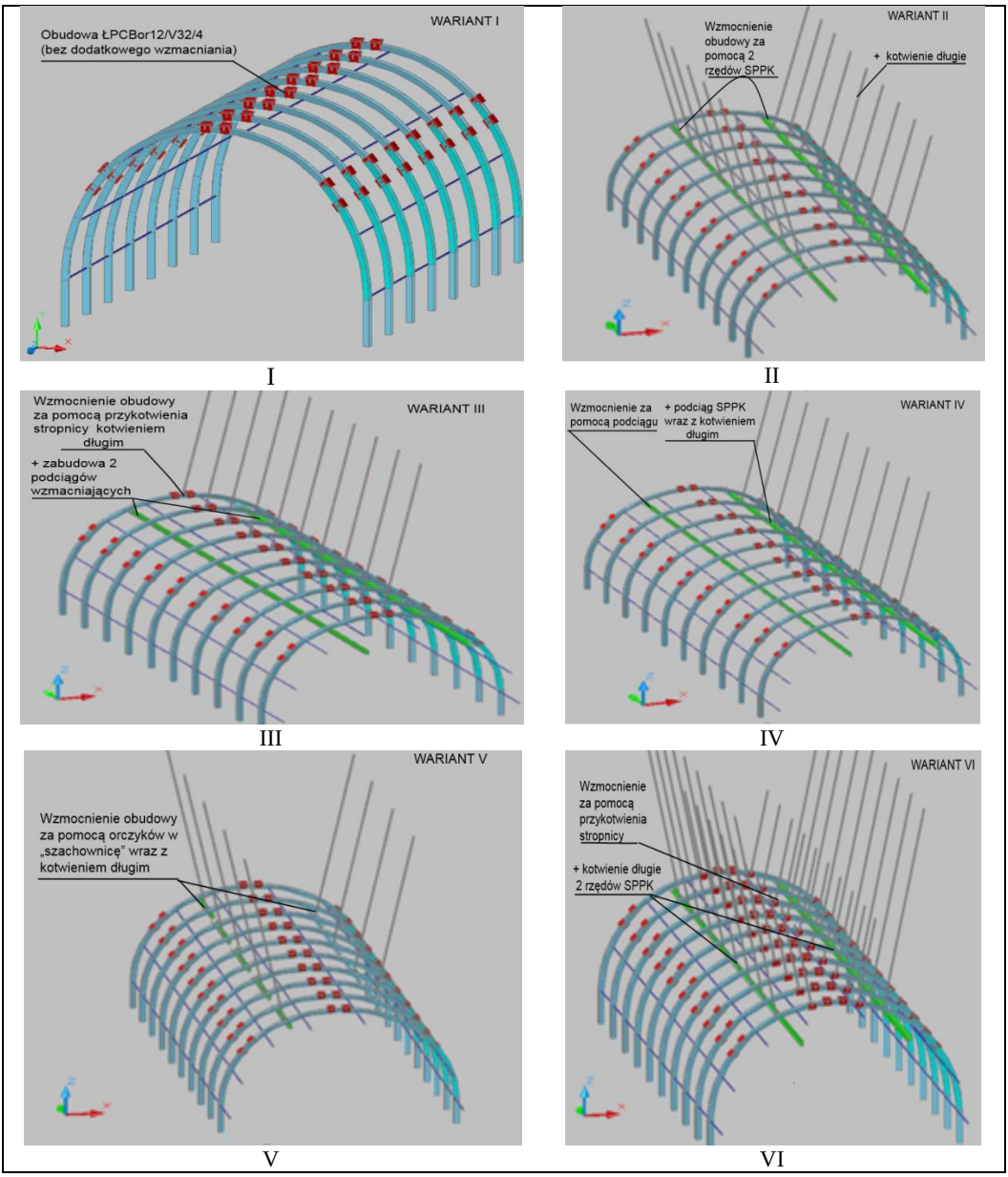
2.5. *Czynniki organizacyjne*

Projekt musi uwzględniać organizację drążenia, transportu materiałów, wzmacnianie obudowy oraz uwzględnienie późniejszego oddziaływania ciśnień eksploatacyjnych (towarzyszących eksploatacji ścianowej). Ta grupa czynników choć rozważana na samym końcu jest niezwykle istotna dla realizacji całego procesu optymalizacji doboru obudowy.
W celu minimalizacji kosztów i osiągnięciu jak najefektywniejszego wykorzystania potencjału wiedzy merytorycznej załogi powołano specjalny zespół roboczy składający się z poszczególnych reprezentantów komórek organizacyjnych kopalni. W skład zespołu powołano między innymi pracowników: działu robót przygotowawczych(GG2z), działu tąpań i wzmacniania obudowy (TWO), działu przygotowania produkcji (PP) oraz innowacji(PK).
W ramach zespołu omówiono i przeanalizowano szereg problemów wynikających z empirycznych doświadczeń związanych z drążeniem wyrobisk w Ruchu Zofiówka oraz koncepcji, które mogłyby wpłynąć na obecnie stosowane technologie. Na tej podstawie stworzono "projekt optymalizacji doboru obudowy", który należy rozumieć nie jako pojedynczy dokument lecz ciąg działań i procedur pozwalający na zminimalizowanie kosztów drążenia wyrobisk przy zachowaniu ich efektywności drążenia i funkcjonalności eksploatacyjnej.
Cały cykl działań podjęto z uwzględnieniem faktu, że projekt jest dynamicznym tworem na który wpływ mają zmiany zachodzące zarówno w jego otoczeniu (górotwór, harmonogram prac) jak również zmiany zachodzące w samym projekcie. Uzyskiwane informacje w trakcie działań monitorująco-kontrolnych są podstawą do podjęcia odpowiednich działań zaradczych. Dzięki takiemu podejściu wszystkie osoby odpowiedzialne za realizację projektu są w stanie oddziaływać na ryzyko i kontrolować przebieg określonych zdarzeń(np. w przypadku pogorszenia się warunków górniczo-geologicznych, napotkania uskoku).
Podstawą działania zespołu jest metoda "step by step": w pierwszej kolejności realizuje się najprostszy z przypadków i stopniowo przechodzi do przypadków bardziej złożonych i odpowiedzialnych. Dlatego też pierwszym z etapów jest zweryfikowanie maksymalnych możliwości zwiększania produktywności robót przygotowawczych przy stosowaniu obudowy podporowej z zastosowaniem wzmacniania kotwami. Mając na uwadze szerszy horyzont docelowy, opracowane rozwiązania po ich wdrożeniu i pomyślnej weryfikacji stanowić będą przyczynek do wprowadzenia następnie obudowy kotwowo-podporowej i opcjonalnie samodzielnej obudowy kotwowej.

3. SPOSOBY WZMACNIANIA OBUDOWY ZA POMOCĄ KOTWIENIA

Głównie kotwy wykorzystywane są jako elementy wzmacniające obudowy podporowej na skrzyżowaniach przecinek ścian oraz jako wzmocnienie obudowy podporowej w wyrobiskach przyścianowych przed zbliżającym się frontem ściany. Na potrzeby projektu przeanalizowano doświadczenia kopalniane oraz wiadomości o stosowanych rozwiązań zaprezentowanych w literaturze [5,6,7,8,9], na tej podstawie sporządzono modele 3D ułatwiające porównanie miedzy sobą zalet i wad poszczególnych wariantów (rys 1 przedstawia wybrane modele).

O doborze wariantu dla danego wyrobiska decydować będą takie czynniki jak: obliczenia stateczności wyrobiska oparte na właściwościach górotworu (w tym przede wszystkim skał stropowych), ewentualna konieczność utrzymania wyrobiska dla kolejnej ściany, wprowadzenie wzmocnienia obudowy na etapie drążenia, które minimalizuje wykonywanie tych robót w fazie eksploatacji ścianowej, nakład pracy.



Rys.1. Wybrane warianty wzmacniania obudowy (I-VI)
Fig.1. Chosen variants for support of galleries (I-VI)

4. PROCES OPTYMALIZACJI DOBORU OBUDOWY PODPOROWO-KOTWOWEJ – ETAP I – SELEKCJA WYROBISK I DOBÓR STOSOWANEJ METODY WZMACNIANIA OBUDOWY

Zespół projektowy biorąc pod uwagę doświadczenia empiryczne oraz wszystkie aspekty optymalizacji wielokryterialnej przedstawione w punkcie 2, wytypował wyrobiska dla których zasadna jest dalsza weryfikacja przyjętych założeń. Zlecono działowi DMG opracowanie kart geologicznych oraz niezbędnych przekrojów geologicznych.
Pierwszym krokiem jest maksymalizacja rozstawu obudowy z modyfikacją obecnej organizacji robót o wdrożenie kotwienia bezpośrednio za postępem przodka. Każdy z opracowanych wariantów (część przedstawiono na rys. 2) podlegał omówieniu i ocenie wykonania pod względem zużycia materiałów, nakładu pracy oraz możliwości technicznych i organizacyjnych. W wyniku selekcji wytypowano najbardziej perspektywiczny model obudowy podporowej z zastosowaniem wzmacniania kotwami.
Po uwzględnieniu wszystkich uwag w projekcie określono docelowy rozstaw odrzwi i sposób wzmacniania dla następujących wyrobisk:

1) Chodnik podścianowy B-3a pokł. 407/1 od KM 500 rozstaw 1m + SPPK + kotwienie jednego podciągu SPPK między odrzwiowo, oraz dodatkowe kotwienie między odrzwiowe,
2) Chodnik nadścianowy C-1 pokł. 505/1- rozstaw 1-1,2m + SPPK + kotwienie,
3) Chodnik podścianowy C-1 pokł. 505/1 – rozstaw 0,8m + SPPK + kotwienie w celu utrzymania wyrobiska,
4) Chodnik podścianowy D-6 pokł. 412łg+łd i 412łg rozstaw 0,8 + SPPK +kotwienie,
5) Chodnik podścianowy E-6 pokł. 505/1- rozstaw 1m + SPPK + kotwienie,
6) Chodnik podścianowy N-4 pokł. 505/1- rozstaw 0,8 + SPPK + kotwienie,

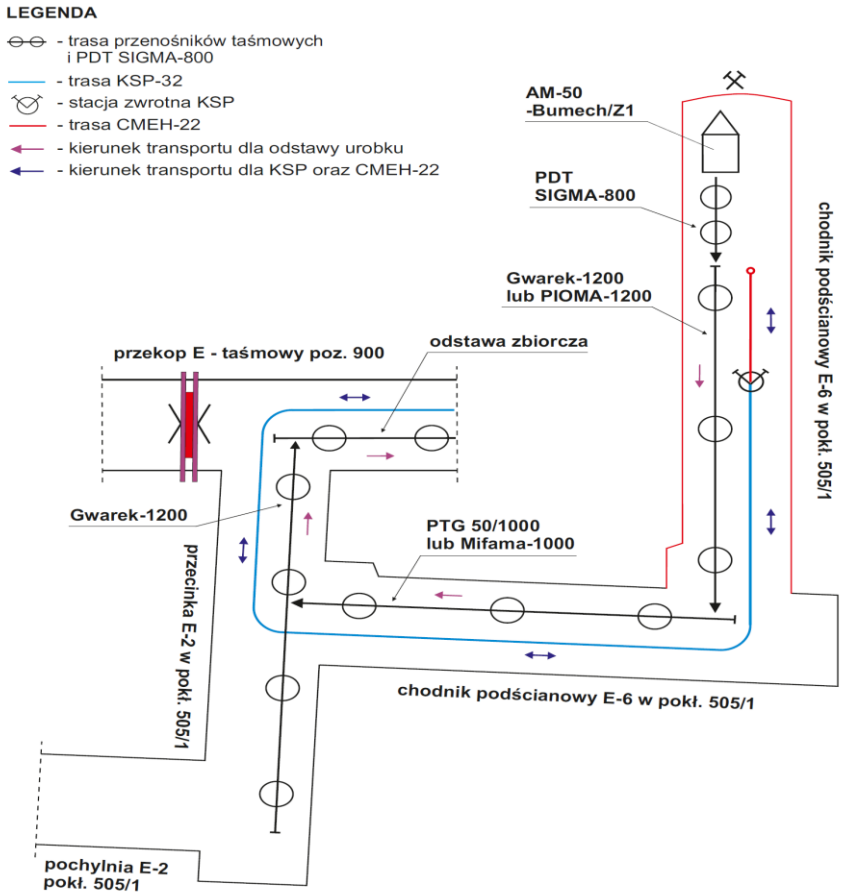
Ostatecznie o wdrożeniu wyselekcjonowanego wariantu decydowały wyniki obliczeń przeprowadzone w programie Jas-Bud.

5. PROCES OPTYMALIZACJI DOBORU OBUDOWY PODPOROWO-KOTWOWEJ – ETAP II – WDRAŻANIE ROZWIĄZAŃ TECHNOLOGICZNYCH

5.1. Warunki górniczo-geologiczne oraz technologia prowadzenia robót w chodniku podścianowym E-6 pokł. 505/1

Pierwszym oddziałem w jakim stopień zaawansowania prac zespołu pozwolił na wdrożenie do zastosowania jego zaleceń, jest oddział GRP-1z, który prowadzi roboty w partii E pokładu 505/1. Należy pamiętać, że każde wyrobisko jest indywidualnym przypadkiem i warto wymienić czynniki wpływające na intensyfikację robót. W przypadku przedmiotowego przodka roboty prowadzone są na głębokości od 957,5 do 947 m. Pierwszy etap drążenia to odcinek 83 m o nachyleniu ~18° drążony prostopadle z przecinki E-2 pokład 505/1, następnie po wykonaniu skrzyżowania na załamaniu chodnika wyrobisko będzie drążone do KM 753m przy nachyleniu ~3° (Rys.2). Na wybiegu wyrobiska znajdują się kilka uskoków o zrzucie od 0,65 m do 3 m oraz uskok „pochwacki" o zrzucie do 10 m oraz krawędzie eksploatacyjne w pokładach 418/1-2 (odległość pionowa 150-160 m; KM193-663) oraz 502/1(odległość pionowa79-97 m; KM135-553).
W wyrobisku występują następujące zagrożenia: IV kategoria zagrożenia metanowego, klasa B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego, I stopień zagrożenia wodnego, partia pokładu 505/1 zaliczona jest do I stopnia zagrożenia tąpaniami, występuje zagrożenie klimatyczne.

Drążenie jest realizowane za pomocą kombajnu AM-50-Bumech/Z1 natomiast układ transportu materiałów i odstawy urobku został zaprezentowany na rysunku nr 2.



Rys. 2. Schemat układu transportu dla chodnika podścianowego E-6 w pokł. 505/1
Fig. 2. Scheme of the transport system design in the bottom gate no. E-6 seam 505/1

Pierwotnie projekt zakładał drążenie wyrobiska w obudowie ŁPCBor12/V32 z rozstawem 0,6 m. Rozpoczęcie drążenia chodnika nastąpiło w sierpniu 2017.

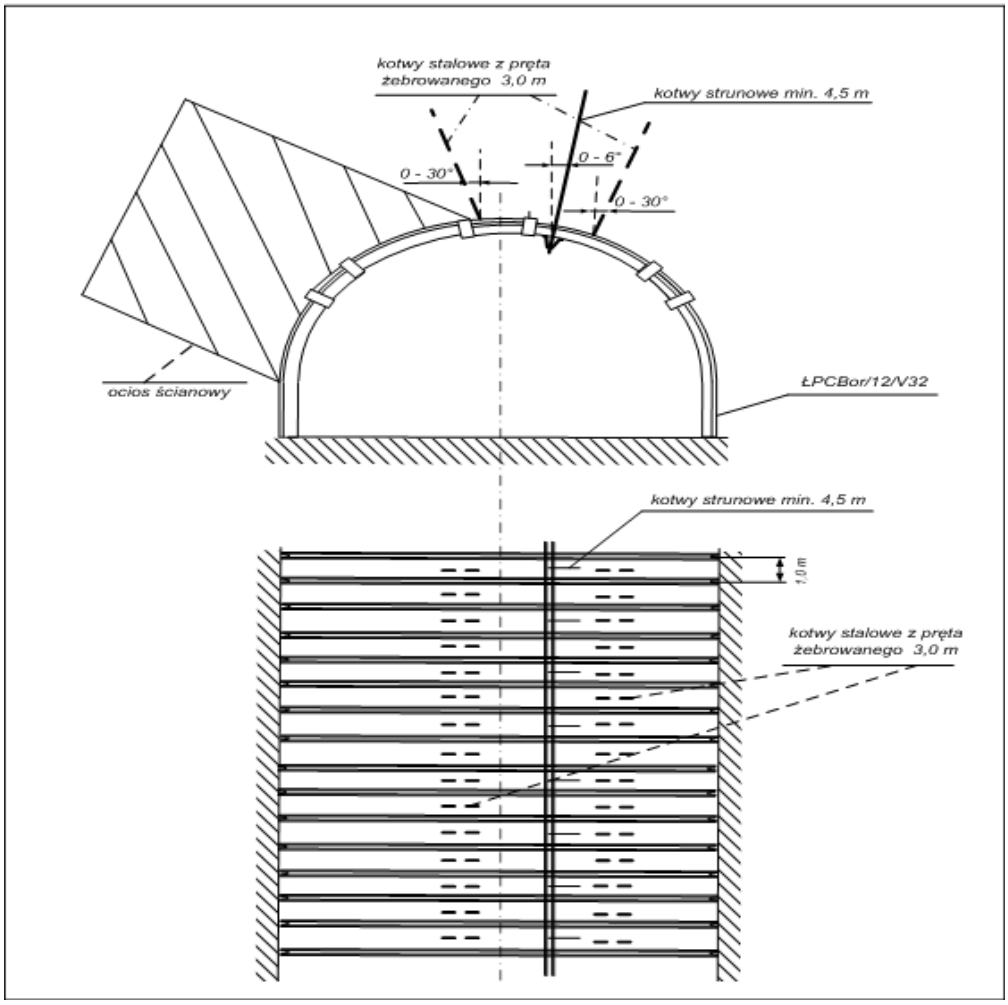
5.2. *Wprowadzenie zmian w sposobie drążenia wyrobiska – wdrożenie kotwienia międzyodrzwiowego*

Po analizie obliczeń ustalono organizację robót i opracowano stosowne technologie.
Planowany zakres robót ujęty w technologii [10] obejmuje:

– kotwienie międzyodrzwiowe kotwami stalowymi L-3000 w ilości min dwóch szt. w każdym polu. Kotwienie międzyodrzwiowe kotwami stalowymi L-3000 w ilości min dwóch szt. w każdym polu wykonywane będzie w strefie przyprzodkowej przy wyłączonym kombajnie chodnikowym. Przedmiotowe roboty realizuje się max 30 m od czoła przodka z za-chowaniem min. jednego rzędu kotew. Pozostałe kotwy budowane są poza strefą przyprzodkową.

– przykotwienie stropnic podporowo-kotwiowych V29 kotwami strunowymi min L-4500 w co drugim polu. Na łukach stropnicowych w odległości ok. 1,0-1,6 m od strzałki wyrobiska (ocios przeciwległy do parceli ściany E-6 pokł.505/1), buduje się jeden rząd podciągów stalowych V29 (z otworami technologicznymi rozmieszczonymi w każdym polu co 1,0m). Przykotwienie stropnic podporowo – kotwiowych V29 kotwami strunowymi min. L-4500 w co drugim polu,może być realizowane poza strefą przyprzodkową.

Rozmieszczenie oraz długość otworów określono w schemacie kotwienia przedstawionym na rysunku 3.



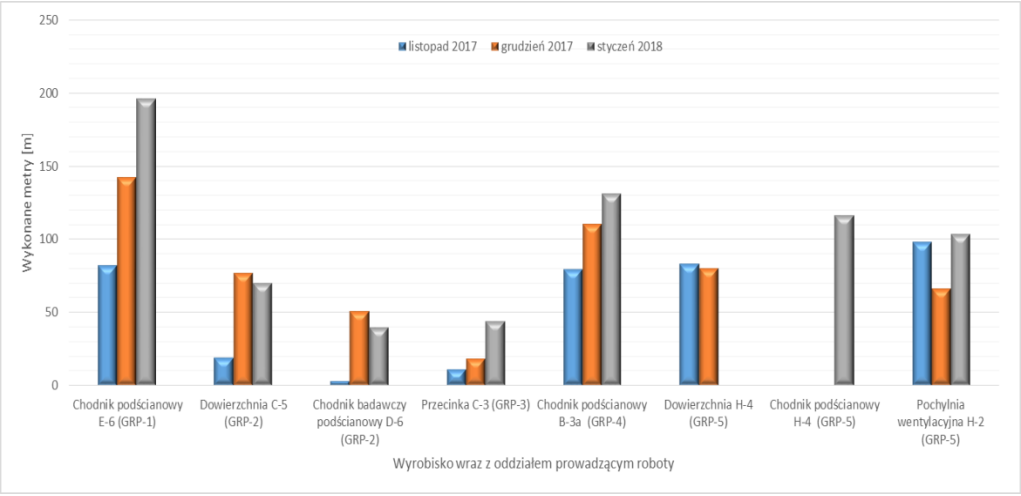
Rys. 3. Schemat obudowy w chodniku podścianowym E-6 pokł. 505/1
Fig. 3. Scheme of the chock support in the bottomgate no. E-6 seam 505/1

W przypadku kotwienia międzyodrzwiowego sposób rozmieszczenia otworów technologicznych uzależniony jest od nachylenia pokładu węgla. O sposobie rozmieszczenia otworów decyduje przodowy brygady wykonujący kotwienie (w porozumieniu z osobą dozoru oddziału

TWO) lub osoba dozoru oddziału TWO nadzorującą roboty. Wiercenie otworu technologicznego powinno odbywać się w skale płonnej w sąsiedztwie pokładu węgla w takiej odległości, aby po zabudowie kotwy podkładka płaska nie obejmowała swym zasięgiem pokładu węgla.
Materiały i sprzęt stosowany do kotwienia:
– kotwy strunowe min.L-4500,
– kotwy stalowe z pręta żebrowanegoL-3000,
– ładunki klejowe poliestrowe min.3, ϕ 23mm L-600mm,
– narzędzia: kilof, nożyce do wycinania opinki, klucze do dokręcania kotew wklejanych,
– urządzenia wiertarskie UWM „Merolka" z osprzętem, stosowane do wiercenia otworów,
– zasilacz hydrauliczny typu „Merolek",
W dniu 16.12.2017 zwiększono rozstaw obudowy osiągając planowany rozstaw 1,0 m (od KM 228,8 m). Zgodnie z ustaleniami zespołu wdrożono kotwienie między odrzwiowe oraz przykatwianie podciągu SPPK.

6. PROCES OPTYMALIZACJI DOBORU OBUDOWY PODPOROWO-KOTWOWEJ – ETAP III – PIERWSZE WYNIKI WDROŻONEGO PROGRAMU OPTYMALIZACJI DOBORU OBUDOWY

Chodnik podścianowy E-6 pokł. 505/1 w chwili obecnej jest liderem Ruchu Zofiówka pod względem postępu dobowego oraz minimalizacji kosztów drążenia. Już w grudniu zauważono rezultaty wdrożonego programu (wprowadzonego z datą 16 XII 2017), zwiększenie rozstawu pozwoliło osiągnąć zakładany plan robót przygotowawczych (140 m). Miesiąc styczeń został zakończony z wynikiem 200 m postępu przodka, co pozwoliło wykonać plan z 40% nadatkiem. Oczywistym jest fakt, że znane są w rodzimym górnictwie większe postępy, jednakże należy brać pod uwagę uwarunkowania górniczo-geologiczne w otoczeniu prowadzonego wyrobiska (które wpływają zarówno na postęp jak i na koszt drążenia) oraz nowe wymagania stawiane pracownikom.



Rys. 4. Zmiany postępu robót przygotowawczych w ostatnich trzech miesiącach w dziale GG-2z
Fig. 4. Changes of cutting productivity in the last three months for section GG-2z

Porównując grudniowe (2017) koszty drążenia wyrobisk korytarzowych pomiędzy poszczególnymi oddziałami w dziale GG2z okazało się, że chodnik podścianowy E-6 cechował się najbardziej korzystnym wskaźnikiem kosztów drążenia (zł/m). Jednakże mając na uwadze szereg czynników wpływających na koszty drążenia danego wyrobiska najbardziej obiektywnym zestawieniem jest porównanie wyników: przed, w trakcie oraz podczas realizacji przedsięwzięcia dla samego chodnika E-6 w pokładzie 505/1. W dniu sporządzania zestawiania (1.2.2018) dysponowano tylko danymi z miesięcy: grudzień i listopad 2017 czyli przed i w trakcie wdrażania technologii kotwienia międzyodrzwiowego. Koszt drążenia wyrobiska obniżył się o 1500zł. Warto w tym miejscu wspomnieć, że dla przyjętej koncepcji prowadzenia wyrobiska zwiększa się co prawda rozstaw obudowy (co redukuje jej koszty) jednakże w to miejsce należy wprowadzić dodatkowe elementy obudowy wzmacniającej tzn. kotwy oraz elementy obudowy prostej (podciągi) oraz koszty związane z wynagrodzeniem załogi oddziału kotwiącego.

WNIOSKI

Różnorodność stosowanych metod drążenia przodków świadczy o ciągłym poszukiwaniu i konieczności opracowywania nowych technik, które spełnią wymogi ekonomiczne i bezpieczeństwa w sposób ciągły gwarantując wysoką wydajność prowadzonych robót. Projektowanie i dobór obudowy wyrobisk korytarzowych nie odbiega zasadniczymi elementami od ogólnie przyjętego przebiegu procesu projektowania maszyn, urządzeń czy budowli. Najistotniejsze etapy to sprecyzowanie założeń do projektu, obliczenie spodziewanych obciążeń działających na projektowaną konstrukcję, a następnie sprawdzenie przydatności ruchowej. Dlatego też dla każdego wyrobiska „optymalizacja" powinna być rozpatrywana indywidualnie i każdorazowe rozwiązanie powinno być dobierane adekwatnie do danych warunków geologiczno-górniczych oraz możliwości technicznych i technologicznych przedsiębiorstwa.

1) W artykule streszczono przyjętą koncepcję optymalizacji doboru obudowy oraz metodykę jej wdrożenia. Przegląd stosowanych do tej pory metod wzmacniania obudowy, stanowi punkt wyjścia dla dalszych procesów doskonalących przyjętej metodyki, dlatego też ważnym jest ciągła kontrola i archiwizacja uzyskanych rezultatów.
2) Pierwsze wyniki potwierdzają zasadność prowadzonych robót. W wyniku reorganizacji prac w przodku E-6 w pokł. 505/1 Ruchu Zofiówka, wzrósł postęp wyrobiska przy jednoczesnej minimalizacji kosztów.
3) Do zalet przyjętej metody w wyżej wymienionym wyrobisku należy zaliczyć:
   – zmniejszenie ilości materiałów koniecznych do zabudowy odrzwi (odrzwia, zamki, rozpory),
   – zwiększenie postępu przodka,
   – zmniejszenie pracochłonności – zwiększając rozstaw zwiększa się czas urabiania kombajnem natomiast maleje ilość odrzwi koniecznych do zabudowania dla tego samego odcinka z mniejszym rozstawem,
4) Jednym z głównych celów przedsięwzięcia zabudowy odrzwi obudowy podporowej z natychmiastowym jej wzmacnianiem obudową kotwową jest zapewnienie stateczności wyrobiska przyścianowego na etapie późniejszej eksploatacji ścianowej i zwiększenie efektywności pracy brygad ścianowych wynikające z możliwości większego otwarcia wyrobiska na styku ściana–chodnik, eliminacji konieczności budowy kolejnych wzmocnień przed frontem ściany oraz minimalizacji problemów z odprężonym narożem ściana–chodnik. Weryfikacja tych założeń będzie możliwa dopiero na etapie eksploatacji ścianowej.

5) Do wad przedsięwzięcia należy na pewno zaliczyć wprowadzenie dodatkowych materiałów takich jak kleje i kotwy oraz koszt wynagrodzenia osób oddziału TWO. Uzyskane wyniki ekonomiczne pozwalają jednak jednoznacznie stwierdzić, że przedstawione wady są kompensowane przez zwiększenie postępu przodka i minimalację kosztów obudowy oraz prawidłowo prowadzoną organizację robót. Na tej podstawie należy prowadzić dalsze prace w celu udoskonalenia wdrożonych innowacji.

LITERATURA

[1] Małkowski P. 2016: Obudowa kotwowa wczoraj i dziś w aspekcie obowiązujących przepisów. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 11 (267)/2016.

[2] Howard L.,Mutmansky J. 2002: Introductorymining engineering.

[3] Kidybiśnski A. 1993: Aspekty bezpieczeństwa przy wprowadzaniu samodzielnej obudowy kotwowej. Bezpieczeństwo pracy i ochrona środowiska w górnictwie. Numer 1.

[4] Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016r w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych.

[5] Ch. Li. 2017: Principles of rockbolting design. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Enginnering. N. 9 str. 396-414.

[6] Bobek R., Śledź T., Ratajczak A., Mąka B., Głuch P., 2012: Rozwiązanie i doświadczenia ze stosowania obudowy prostej podporo-kotwowej w rozcince ścianowej Nr 14 w pokładzie 401/1. Górnictwo i Geologia 2012, tom 7,str. 5-14.

[7] Dawns, G., Hons B., 1992:Kotwienie stropu w górnictwie węglowym – projektowanie i realizacja. Wiadomości Górnicze. Nr 1.

[8] Majcherczyk T, Niedbalski Z., Małkowski P. 2010: Wzmacnianie obudowy wyrobisk korytarzowych w złożonych warunkach górniczo-geologicznych. Górnictwo i Geoinżynieria. Str. 451-461.

[9] Wardas A., Bobek R., Śledz T., Twardokęs J. Ratajczak A. Głuch P. 2016: Sposoby wzmocnienia górotworu dla poprawy stateczności wyrobisk korytarzowych na dużej głębokości w warunkach występowania zagrożeń naturalnych i technicznych w kopalniach węgla kamiennego. Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk. Nr 94 str. 53-66.

[10] Technologia Nr 10/DTT/2017 Kotwienia między odrzwiowego oraz przykatwiania obudowy w chodniku podścianowym E-6 pokł. 505/1.

MINING DIGITALIZATION AND AUTOMATION

SANDVIK OFFERING TODAY AND TOMORROW

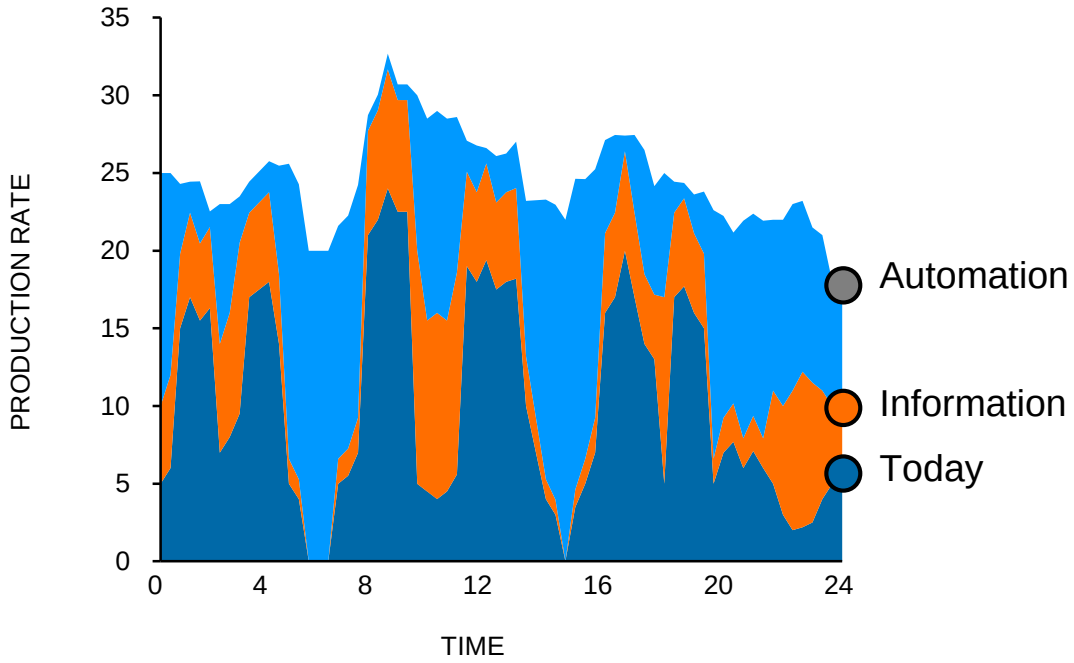
a



Andreas Simoncic
Business Line Manager Automation Northern Europe

MORE, LOWER-COST & SAFER TONNES

WITH INFORMATION AND AUTOMATION





SANDVIK

WHY DIGITALIZATION AND AUTOMATION



SAFE, COST EFFECTIVE MINING

Increase Production
- *Utilization*
- *Availability*
- *Transparency*
- *Control*

Reduce Cost
- *OPEX*
- *CAPEX*

Improve Health & Safety
- *Exposure*
- *Hazards*
- *Work Environment*

CONTINUOUS OPERATION

LESS DOWNTIME

CONSISTENT OUTPUT

HIGH-SPEED PRODUCTION

TRACKING & REPORTING

REDUCED DAMAGE

MULTI-MACHINE CONTROL

SMALLER FLEET

EXTENDED LIFETIME

ELIMINATE UG EXPOSURE

AREA ISOLATION

OPERATOR COMFORT

SANDVIK

SANDVIK DIGITAL OFFERING



AUTONOMOUS EQUIPMENT AND FEATURES

What is it

Onboard autonomous features, smart rock tools & systems for remote to autonomous operations

How it creates value

Support or fully take over manual tasks



CONNECTED EQUIPMENT

Collection, transfer and visualization of data on fleet health and status

Remote and real-time support for planning and monitoring across sites



ANALYTICS & PROCESS OPTIMIZATION

Solutions based on processed data from equipment, rock tools, customers' systems, environment

Predictive insights and real-time analytics to improve operator & asset performance

Equipment & Applications
Hardware, Software, Services

SANDVIK MINING DIGITALIZATION & AUTOMATION

INTEGRATED APPROACH

INFORMATION



Monitoring & Reporting for Sandvik Fleet

MANAGEMENT SYSTEMS



Mine Visualization, Location Tracking, Scheduling, Task Management for Total Fleet

EQUIPMENT



Intelligent Machines

AUTOMATION SYSTEMS



Single Unit & Fleet Automation Systems

SERVICES



Integration, Delivery, Training, Support & Optimization

SAFE, COST EFFECTIVE MINING

INCREASE PRODUCTION

REDUCE COST

IMPROVE HEALTH & SAFETY

OPTIMINE®

AUTOMINE®

SANDVIK

ANLYTICS & PROCESS OPTIMIZATION

EXAMPLE: OPTIMINE ANALYTICS

Fully integrated with
customer digital ecosystem



Up to
60%
less
maintenance
downtime

1

IDENTIFY AREAS OF IMPROVEMENT



Big data from Sandvik global fleet and customer systems

2

PREDICT WITH ACCURACY



Proprietary predictive models for process optimization

3

REALIZE VALUE BY TAKING ACTION

Location Tracking



3D Mine Visualizer



Scheduling



Task Management



Drill Plan Visualizer



Optimization Experts

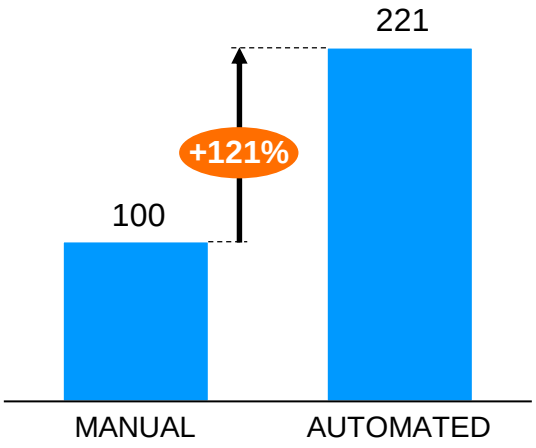


SANDVIK

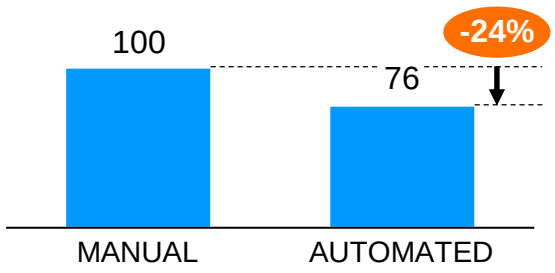
PROVEN AUTOMATION

PRODUCTIVITY IMPROVEMENTS

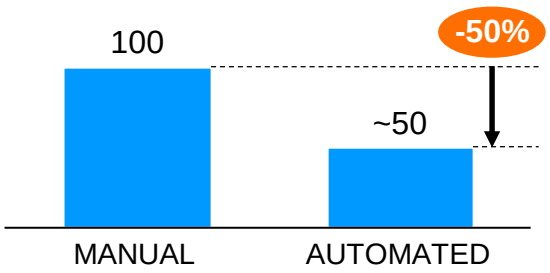
LOADER PRODUCTIVITY
INDEXED



COST PER TON
INDEXED



COST PER TON
INDEXED











Thank You!





Zagrożenia naturalne jako kluczowy czynnik warunkujący eksploatację pokładu 510 (pole S) w PGG S.A. oddział KWK"Murcki-Staszic"

Natural Hazards as a Key Factor Determining the Exploitation of the Seam 510 (mining field S) in PGG S.A. Department Murcki-Staszic Coal Mine

Marek Skuza
KWK „Murcki-Staszic"

Jacek Albrecht
KWK „Murcki-Staszic"

Adam Mermon
KWK „Murcki-Staszic"

Dawid Kroker
KWK „Murcki-Staszic"

STRESZCZENIE: PGG S.A. oddział KWK „Murcki-Staszic" prowadzi eksploatację pokładu 510 w polu S na poziomie 900 w warunkach współwystępowania zagrożeń naturalnych. W artykule przeanalizowano zagrożenia występujące w tym rejonie, wpływające bezpośrednio na koncepcję rozcięcia złoża, sposób odmetanowania górotworu oraz prowadzoną profilaktykę. Ponadto, przeanalizowano akcję pożarową w ścianie 9b-S i zmianę rygorów eksploatacji ściany 2b-S w konsekwencji powstałych zdarzeń. Przedstawiono również dotychczas wybrane ściany w pokładzie 510 i 501 w polu S oraz różne koncepcje odmetanowania górotworu w zależności od kształtowania się zagrożenia metanowego.

SUMMARY: In the article are given experience PGG branch of KWK "Murcki-Staszic" with exploitation of coal seam 510 in field S level 900 under conditions of co-occurrence of natural hazards. The hazards in this area have been analyzed, which directly affect the deposit cutting concept and the methane drainage rock method and conducted prophylaxis. Moreover, it was analyzed action fire longwall 9b-S and change the rigors of mining longwall 2b-S as a consequence of the resulting events.. The article presents the hitherto chosen walls in coal seam 510 and 501 in field S and various concepts of methane drainage in depending on the formation of methane hazard.

SŁOWA KLUCZOWE: metan, zagrożenie metanowe, odmetanowanie górotworu, pokład 510, pole S.
KEYWORDS: methane, methane hazard, methane drainage rock, coal seam 510, field S.

1. WSTĘP

Wybór metody wydobycia jest w znacznym stopniu uzależniony od geologicznych warunków złoża. Zwiększenie koncentracji wydobycia oraz prowadzenie eksploatacji na coraz większych głębokościach przyczynia się do wzrostu zagrożeń naturalnych. W takich warunkach należy zastosować profilaktykę wpływającą na wzrost bezpieczeństwa pracy.
Wychodząc na wprost wymaganiom rynku i dążąc do wzrostu efektywności pracy, PGG S.A. oddział KWK „Murcki-Staszic" rozpoczęła eksploatację pokładu 510 w polu S. Węgiel z tego rejonu charakteryzuje się wysokimi parametrami opałowymi oraz gwarantuje przyszłość dla Naszej Kopalni w kolejnych dekadach. Ze względu na wysokie zagrożenie pożarowe (III grupa samozapalności) preferowanym systemem przewietrzania jest sposób na „U". Wówczas strefa wzmożonego wydzielania się metanu położona jest w rejonie skrzyżowania z wyrobiskiem nadścianowym. Prowadzenie eksploatacji w pokładzie 510 w polu S, związane jest z współwystępowaniem szeregu zagrożeń naturalnych bezpośrednio wpływających na bezpieczeństwo pracy, jak i wielkość wydobycia. Do najistotniejszych zagrożeń należą zagrożenie metanowe, pożarowe i tąpaniami. Wszystko to utrudnia eksploatację, stwarzając duże zagrożenie w trakcie prowadzenia robót górniczych. Z uwagi na powyższe w ścianach w polu S w pokładzie 510 wykorzystano odmetanowania (otwory drenażowe wiercone z chodnika nadścianowego, chodniki drenażowe), oraz szeroki zakres profilaktyki tąpaniowej i pożarowej. Przedmiotowy artykuł ma na celu przedstawienie doświadczeń wynikających z eksploatacji pokładu 510 w polu S w warunkach współwystępowania zagrożeń naturalnych.

2. OGÓLNA CHARAKTERYSTYKA POKŁADU I ZAGROŻEŃ NATURALNYCH

2.1. CHARAKTERYSTYKA ZŁOŻA W OTOCZENIU POKŁADU 510 W POLU S

Na tektonikę złoża w polu S składają się ograniczające to pole uskoki „Kłodnicki", „Jakub", „Józef" i „Stanisław":

- uskok „Kłodnicki" zrzuca warstwy w kierunku południowo-zachodnim (od 35 do 60m),
- uskok „Jakub" zrzuca warstwy w kierunku zachodnim, (około 70m),
- uskok „Stanisław" zrzuca warstwy w kierunku południowym, (około 40m),
- uskok „Józef" zrzuca warstwy w kierunku zachodnim, (od 10m na południu do 75m na północy pola).

Warstwy siodłowe w polu S zalegają na głębokości od około 850 do około 1080m i zapadają pod kątem około 4° na południowy zachód. Budują je pokłady 510 i 501, a w północno - zachodniej części pola także pokład 504. Pokład 510 ma miąższość około 10m i jest podścielony iłowcami i mułowcami warstw porębskich. W stropie pokładu 510 zalegają iłowce o miąższości od 9,9m do 12,3m lokalnie przewarstwione wkładką piaskowca o miąższości 1,0m. Powyżej zalega piaskowiec o grubości od 12,3m do 21,2m. Nad nim występują iłowce i mułowce (od 1,2 do 10,7m miąższości) podścielające pokład 501. Odległość stropu pokładu 510 od spągu pokładu 501 wynosi od 30 do 37m. W stropie pokładu 501 zalega iłowiec. W spągu pokładu 510 zalegają warstwy iłowców i mułowców.

2.2. ZAGROŻENIA NATURALNE

Zagrożenie tąpaniami – pokład 510 w warstwie wybieranej w pierwszej kolejności zaliczony został do II stopnia zagrożenia tąpaniami oraz do I stopnia zagrożenia tąpaniami w pozostałych warstwach po czystym wybraniu jednej warstwy tego pokładu.
Zagrożenie pożarowe – III grupa samozapalności.

Zagrożenie metanowe – pokład 510 w polu S zaliczony jest do IV kategorii zagrożenia metanowego. Maksymalne wartośći badań metanonośności pokładu 510 w polu S przedstawiono w tabeli nr1.

Lp.	Ściana	Metanonośność CH_4/Mgcsw
1.	9 b-S	5,878
2.	8 b-S	6,849
3.	2 b-S	8,705
4.	12 b-S	8,876
5.	3 b-S	9,411

Tabela. 1. Maksymalne wartośći metanonośności pokładu 510 w polu S w rejonie ścian.
Tabele 1. Maximum value methane bearing capacity on coal seam 510 in field S in the area of the longwalls.

Na podstawie dynamicznych prognoz określono również maksymalną metanowość bezwzględną dla projektowanego wydobycia i postępu ścian. Powyższe parametry przedstawiono w tabeli nr 2.

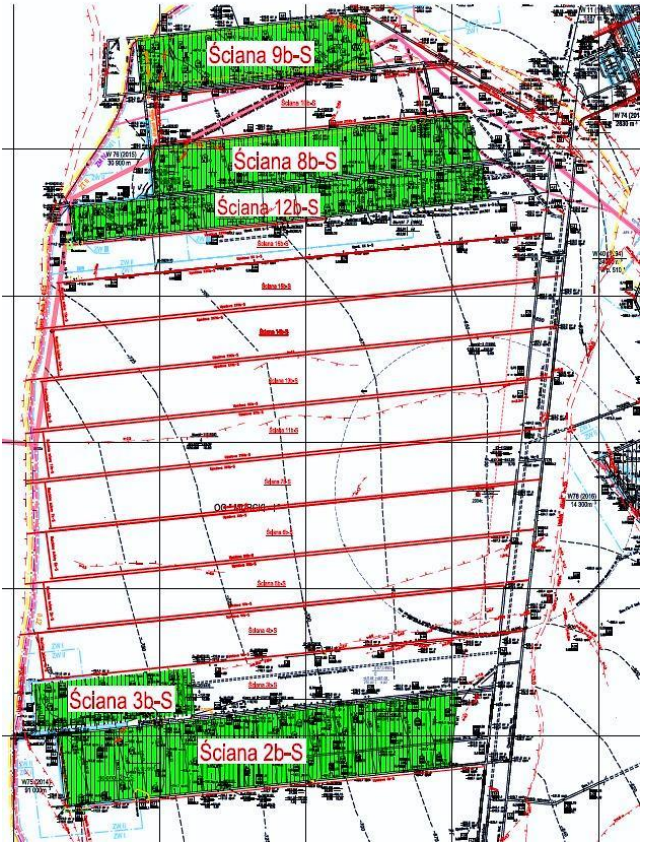
Lp.	Ściana	Maks. metanowość bezwzględna m^3CH_4/min	Projektowane wydobycie Mg/d	Postęp ściany m/d
1.	9 b-S	27,24	4914	6
2.	8 b-S	39,53	4095	3
3.	2 b-S	50,32*	4368*	4*
4.	12 b-S	28,27	3588	8
5.	3 b-S	39,12	2496	4

*parametry dla I etapu eksploatacji ściany (system na „U")
Tabela 2. Prognoza metanowości bezwzględnej dla ściany w pokładzie 510 pole S.
Tabele 2. Forecast absolute methane bearing capacity for longwall in coal seam 510 in field S.

3. EKSPLOATACJA POKŁADU 510 W POLU S W PGG S.A. ODDZIAŁ KWK „MURCKI-STASZIC"

W pokładach grupy siodłowej w polu S Kopalnia zaprojektowała prowadzenie wybierania III przystropowej warstwy pokładu 510, jako eksploatacji odprężającej pozostałe warstwy pokładu i pokład 501, ścianami z zawałem stropu na wysokość do 3,0m. Jako pierwszą, w 2008 roku uruchomiono ścianę 9b-S, zlokalizowaną najbliżej uskoku Kłodnickiego. Pozwoliło to na odprężenie przyuskokowej części złoża. Front ściany przemieszczał się w kierunku wschodnim zbliżając się do uskoku Kłodnickiego. Kolejną ścianą była ściana 8b-S. Z uwagi na pożar endogeniczny w zrobach ściany 9b-S, zroby tej ściany oraz część wyrobisk dla ściany 8b-S zostały otamowane, a następnie objęte polem pożarowym P1 (utworzonym 22.05.2009r.). Z tej przyczyny pole ściany 8b-S podzielono na pola dwóch ścian: 8b-S i 10b-S(planowana eksploatacja 2018-2019r). Po wykonaniu niezbędnego zakresu robót przygotowawczych ściana 8b-S o długości frontu skróconej do około 160m została wyeksploatowana w latach 2011÷2012. Pole pożarowe P1 zostało zlikwidowane w lutym 2014r. W międzyczasie, w południowej części pola S w III-przystropowej warstwie pokładu 510 wykonano wyrobiska korytarzowe konturujące pole ściany 2b-S. Ściana ta, o długości około 240m uruchomiona została w 2012r. i w początkowym okresie biegu prowadzona była z systemem przewietrzania na „U". Bazując na doświadczeniach związanych z zagrożeniem metanowym uzyskanych w trakcie prowadzenia eksploatacji ścianą 8b-S oraz w związku z potencjalnie wyższym

zagrożeniem metanowym i pożarowym prognozowanym dla ściany 2b-S wykonano w trakcie jej biegu dodatkowe wyrobiska korytarzowe: Upadową IV'b-S, przecinki pomiędzy Upadową IIIb-S badawczą i Upadową IVb-S oraz Przecinkę wentylacyjną 2b-S. Pozwoliło to, po uzyskaniu około 280m postępu, na dalsze prowadzenie ściany z przewietrzaniem systemem na „Y". Projekt techniczny eksploatacji pokładu 510/III ścianą 2b-S, ze względu na wysoki poziom współwystępujących zagrożeń naturalnych został przedłożony do zaopiniowania i uzyskał pozytywną opinię Komisji do spraw Zagrożeń Naturalnych w Podziemnych Zakładach Górniczych Wydobywających Węgiel Kamienny. Pomimo dokonanej zmiany systemu przewietrzania ściany 2b-S w styczniu i lutym 2013r doszło do zapaleń metanu w ścianie. Realizując decyzję Dyrektora OUG w Katowicach wstrzymującą ruch zakładu górniczego w części dotyczącej dalszej eksploatacji pokładu 510/III ścianą 2b-S na poziomie 900m dokonano analizę zagrożeń występujących w pokładzie 510 w polu S ze szczególnym uwzględnieniem zagrożenia metanowego, pożarowego i tąpaniami. Przeprowadzona analiza wykazała, że zasadnym jest skrócenie długości frontu ściany 2b-S z 240m do 155m. Dalszą konsekwencją decyzji było przemodelowanie sposobu wybierania III warstwy pokładu 510 w polu S, polegające na skróceniu długości frontów kolejnych, projektowanych do eksploatacji ścian, co spowodowało zwiększenie ilości ścian z planowanych 9 do 13 w całym polu.



Rys. 1 Dotychczasowa eksploatacja oraz planowane rozmieszczenie ścian w pokładzie 510 pole S.
Fig. 1 Exploitation of the longwalls in coal seam 510 in field S.

Zgodnie z opinią Komisji dopuszczono eksploatację ściany 2b-S o długości frontu 240m na wybiegu kolejnych ~150m postępu, po czym front na dalszym wybiegu miał zostać skrócony do długości ~155m. Dla skrócenia długości frontu ściany 2b-S wykonano na jej przedpolu kolejne wyrobisko korytarzowego - Upadową badawczą 2b-S. W związku z trudnymi warunkami górniczymi, okresowymi wzrostami aktywności sejsmicznej i stosowaniem aktywnej profilaktyki tąpaniowej rzeczywisty postęp przodka tego wyrobiska był mniejszy od zakładanego. W konsekwencji (przy potencjalnie dużym zagrożeniu pożarowym) doprowadziło to do eksploatacji całym 240m frontem do końca wybiegu ściany 2b-S z zastosowaniem dodatkowych rygorów w zakresie zwalczania zagrożenia metanowego. Upadową badawczą 2b-S wykorzystano jako dodatkowy wlot świeżego powietrza do ściany. Eksploatację zakończono w 2015r. Następnie, eksploatację pokładu 510 kontynuowano w części północnej pola S wybierając w latach 2015÷2016 kolejną ścianę 12b-S. W roku 2014 kopalnia uruchomiła w polu S eksploatację pokładu 501, rozpoczynając od najdalej wysuniętej na północ ściany Ia-S i kontynuując wybieranie (do roku 2016) ścianą IIa-S. Ściana IIa-S była odprężającą dla pola ściany 10b-S w pokładzie 510. Eksploatacji ścianą IIa-S towarzyszyła wysoka aktywność sejsmiczna. Na przełomie roku 2016/2017r rozpoczęto eksploatację ścianą 3b-S w południowej części pola S.

Podczas eksploatacji pokładów zagrożonych tąpaniami w polu S rejestrowano przedstawioną w Tabeli 3 aktywność sejsmiczną.

	10^2	10^3	10^4	10^5	10^6	10^7	10^8	Σ
Ściana 9b-S	797	745	219	34	-	-	-	**1795**
Ściana 8b-S	670	404	111	13	-	-	-	**1198**
Ściana 2b-S	998	546	237	44	3	-	-	**1829**
Ściana Ia-S	16	6	6	3	-	-	-	**31**
Ściana 12b-S	1592	491	309	38	9	-	-	**2439**
Ściana IIa-S	1617	864	1390	334	29	-	-	**4234**
Ściana 3b-S*	868	257	192	30	3	1	1	**1352**

* stan na 21.10.2017r. (zrealizowano 536m postępu ściany – pozostało 941m)

Tabela 3. Zestawienie aktywności sejsmicznej rejestrowanej podczas eksploatacji pokładów zagrożonych tąpaniami w polu S

Tabele 3.Summary of seismic activity recorded during the exploitation of seam rock burst hazard in field S.

Kolejność eksploatacji ścian w pokładzie 510 przedstawiono w Tabeli 4 i na Rysunku 1.

Wybierane ściany	Głębokość	Sposób wybierania	Wysokość wybierania	Okres eksploatacji
9b-S	~ 950	zawał	3,0m	2008 - 2009
8b-S	~ 980	zawał	3,0m	2011 - 2012
2b-S	~ 1080	zawał	3,0m	2012 - 2014
12b-S	~ 990	zawał	3,0m	2015 - 2016
3b-S	~ 1050	zawał	3,0m	od XII.2016

Tabela 4. Kolejność eksploatacji ścian w pokładzie 510 pole S

Tabele 4. The order of exploitation of the longwalls on coal seam 510 in field S.

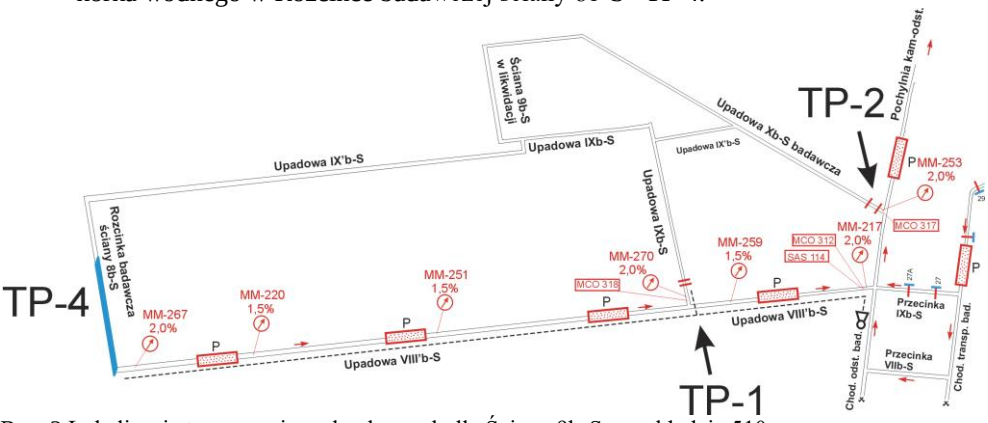
4. ŚCIANA 9 b-S. WYSTĄPIENIE POŻARU ENDOGENICZNEGO.

Ściana 9b-S była pierwszą ścianą w polu S w pokładzie 510. Wybierana systemem poprzecznym z zawałem stropu w przystropowej warstwie pokładu 510 w IV kategorii zagrożenia metanowego, klasie B zagrożenia wybuchem pyły węglowego, III stopniu zagrożenia tąpaniami i III grupie samozapalności. Długość ściany wynosiła 181m, wybieg 790m, wysokość do 3,0m. Ściana rozpoczęła eksploatację na przełomie miesiąca maja i czerwca 2008r., a w kwietniu 2009r przystąpiono do prac likwidacyjnych.
W związku ze stwierdzeniem wzrostów wskaźników pożarowych, rozbudowano zakres prac profilaktycznych w rej. śc. 9b-S który obejmował m.in.:

- doszczelnienie środkami chemicznymi wlotu do ściany oraz zrobów na całej długości ściany w celu uniemożliwienia migracji powietrza,
- zmulanie pyłów dymnicowych z dodatkiem środka antypirogenicznego do zrobów ściany,
- podawania gazu inertnego do zrobów ściany (azot).

W tym czasie w ścianie prowadzono intensywne roboty, związane z likwidacją uzbrojenia technicznego. Do dnia 3 maja 2009 wydano ze ściany kombajn, przenośnik ścianowy, a z Upadowej IXb-S większość elementów przenośnika podścianowego. Pomimo zastosowanych środków profilaktycznych, metaniarz kontrolujący rejon zgłosił pożar. Z zagrożonego rejonu wycofano 25 osób i wyznaczono strefę zagrożenia.
W związku z koniecznością izolacji wyrobisk podjęto decyzję o otamowaniu rejonu poprzez wykonanie:

- tamy przeciwwybuchowej zlokalizowana na wylocie Upadowej Xb-S badawczej, na zachód od skrzyżowania z chodnikiem odstawczo-badawczym-TP-2,
- tamy przeciwwybuchowej zlokalizowana na wlocie Upadowej IXb-S, na północ od skrzyżowania z Upadową VIII'b-S –TP-1,
- korka wodnego w Rozcince badawczej ściany 8b-S –TP-4.

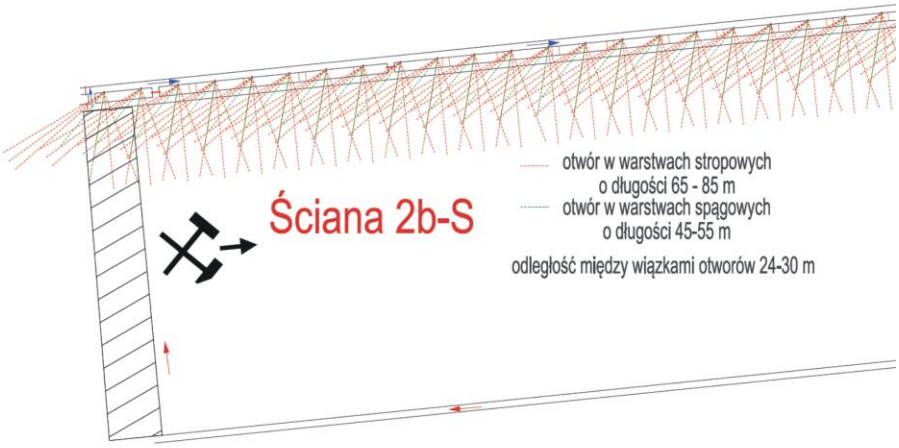


Rys. 2 Lokalizacja tam przeciwwybuchowych dla Ściany 9b-S w pokładzie 510.
Fig. 2 The location of the dam explosion for longwall 9b-S in coal seam 510.

5. ANALIZA EKSPLOATACJI I WPROWADZONYCH ZMIAN W ŚCIANIE 2B-S W OBLICZU WSPÓŁWYSTĘPOWANIA ZAGROŻEŃ NATURALNYCH.

W związku z uzyskanymi wynikami prognozy metanowości bezwzględnej Ściana 2b-S od momentu rozruchu była prowadzona z zastosowaniem odmetanowania górotworu. Zgodnie

z projektem, odmetanowanie Ściany 2b-S prowadzone było poprzez otwory metanowe wiercone ze stanowisk znajdujących się w Upadowej IIIb-S w wiązkach co około 30m (zbiór od 5 do 7 otworów). Ściana od momentu rozruchu była prowadzona systemem przewietrzania na „U". W związku z przyrostem zagrożenia, przekroczeniami metanu w rejonie wylotu z ściany, a przede wszystkim mając na uwadze bezpieczeństwo pracy załogi wprowadzono system przewietrzania na „Y". W systemie tym odmetanowanie prowadzone było z Upadowej IVb-S.



Rys. 3 Schemat odmetanowania Ściany 2b-S z Upadowej IVb-S w systemie na „Y".
Fig. 3 Diagram methane drainage longwall 2b-S with Slope IVb-S in ventilated system to "Y".

W styczniu i lutym 2013r. doszło do dwóch zdarzeń związanych z zapalenia metanu w ścianie 2b-S po których Decyzją Dyrektora OUG w Katowicach nakazano wstrzymać dalszą eksploatację. W związku z powyższym Kierownictwo Kopalni wprowadziło szereg zmian mających na celu dalszą bezpieczną eksploatację ściany, do których należały:

- skrócenie długości ściany do 155m,
- zmniejszenie prędkości przenośnika z 1,2 m/s do 0,6 m/s,
- zwiększenie ilości powietrza przepływającego przez ścianę z 1500m3/min do 1800 m3/min.
- ograniczenie postępu dobowego do 2.1m.
- prowadzenie cyklicznego strzelania wstrząsowo-zruszającego,
- wykonanie otworów w Upadowej IIIb-S badawczej o długości do 140m w kierunku spągu pokładu w celu odmetanowania,
- zabudowa dodatkowej magistrali do przewietrzania dolnego przedziału przenośnika zgrzebłowego oraz instalacji nadmuchu powietrza pod korpus kombajnu,
- instalacja kurtyny zraszającej urobek w celu ograniczenia powstawania iskier.

Występujące duże zagrożenie pożarowe w rejonie ściany 2b-S wymusiło konieczność w fazie przejściowej tj. do czasu uzyskania frontu o długości 155m prowadzenia robót eksploatacyjnych ścianą 2b-S. Zaistniałe wydarzenia bezpośrednio przełożyły się na zmianę koncepcji prowadzenie eksploatacji w polu S/510. Wprowadzone zmiany dotyczyły:

- zwiększenie ilości ścian w polu S z 9 do 13, z eksploatacją dwuskrzydłową z Pd na Pn oraz Pn na Pd,
- długość ścian do 155m,
- wyrobiska przygotowawcze wykonywane w obudowie o przekroju poprzecznym nie mniejszym niż 20m^2 (ŁPP 10, ŁP 12),
- eksploatacja śc. 3b-S ÷ 7b-S oraz 11b-S ÷ 16b-S z chodnikiem drenażowym w pokładzie 501 oraz odmetanowaniem prowadzonym z wyrobisk przyścianowych,
- pomiary metanonośności wykonywane nie rzadziej niż co 100m.

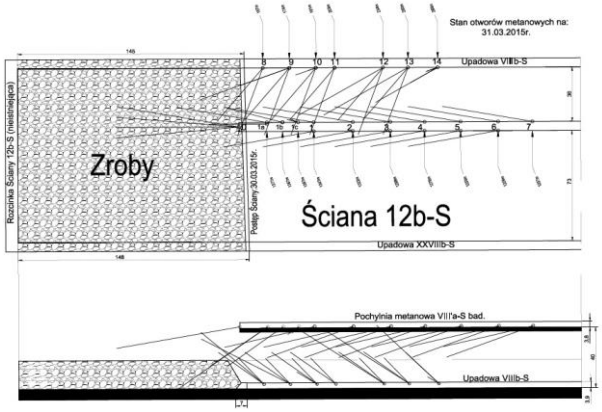
6. ODMETANOWANIE ŚCIAN W POKŁADZIE 501 i 510 W POLU S

Eksploatacja ścian w pokładzie 510 i 501 w polu S zgodnie z projektami technicznymi była prowadzona z wykorzystaniem odmetanowania górotworu. W zależności od kształtowania się prognoz metanowości bezwzględnej dobierano odpowiedni system odmetanowania.

Pokład	**Ściana**	**Sposób odmetanowania**		**Okres eksploatacji**
		Otw. drenażowe z chod. nadścianowego	**Wyrobisko drenażowe**	
510	9b-S	●		2008 - 2009
510	8b-S	●		2011 - 2012
510	2b-S	●		2012 - 2014
501	Ia-S	● (zaniechano)		2014
510	12b-S	● (zaniechano)	●	2015 - 2016
501	IIa-S	●		2015 - 2016
510	3b-S		●	od XII.2016

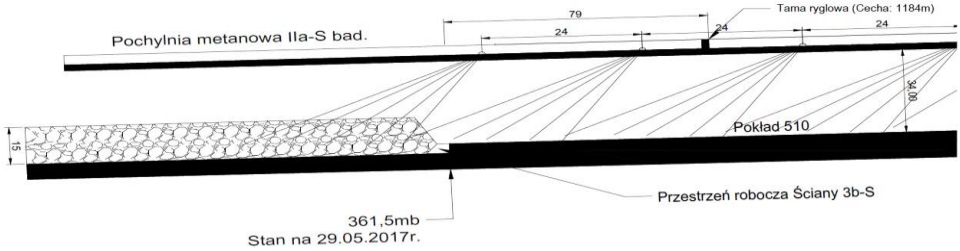
Tabela 5.Przyjęty sposób odmetanowania pola S w pokładzie 501 i 510.
Tabele 5. Adopted way methane drainage field S on coal seam 501 and 510.

Początek eksploatacji pokładu 510 w polu S opierał się na odmetanowaniu wyrobiska ścianowego poprzez otwory drenażowe wiercone z chodnika nadścianowego. Taki układ zastosowano w ścianach 9b-S, 8b-S i 2b-S. Eksploatacja w/w ścian przy zastosowaniu powyższego sposobu, sprawiała służbą Kopalni problemy wentylacyjne, prowadzące do wystąpienia przekroczeń dopuszczalnych stężeń metanu w rejonie eksploatowanych ścian. Wzrostu efektywności odmetanowania był zauważalny podczas eksploatacji ściany 12b-S z wykorzystaniem otworów drenażowych wierconych z Upadowej VIIIb-S i chodnika drenażowego (Pochylnia metanowa VIII`a-S badawcza). Otwory wiercone z Upadowej VIIIb-S w pierwszej fazie eksploatacji Ściany 12b-S nie spełniły swojej roli, nie zapewniając wymaganej koncentracji i efektywności odmetanowania. Pochylnia metanowa VIII`a-S badawcza znajdująca się w pokładzie 501 bezpośrednio nad ścianą, w niedługim okresie czasu przejęła główną rolę odmetanowania ściany 12b-S, powodując iż zaniechano odmetanowania poprzez otwory drenażowe w Upadowej VIIIb-S.



Rys. 4 Schemat projektowanych otworów dla odmetanowania Ściany 12b-S.
Fig. 4 The proposed scheme of holes drilled for methane drainage longwall 12b-S

Obecnie PGG S.A. oddział KWK „Murcki-Staszic" w pokładzie 510 w polu S prowadzi odmetanowanie ściany 3b-S, wykorzystując chodnik drenażowy (Pochylnia metanowa IIa-S). Wyrobisko znajduje się w pokładzie 501 około 30m nad ścianą. Wraz z postępem Pochylnia metanowa IIa-S jest „skracana" tj. izolowana tamami o konstrukcji przeciwwybuchowej. Ujmowanie gazu odbywa się bezpośrednio zza tamy izolującej. Dla zintensyfikowania ilości ujmowanego metanu w początkowej fazie biegu ściany, przed tamą izolacyjną zabudowano komorę kompensacyjną z wentylatorem elektrycznym.



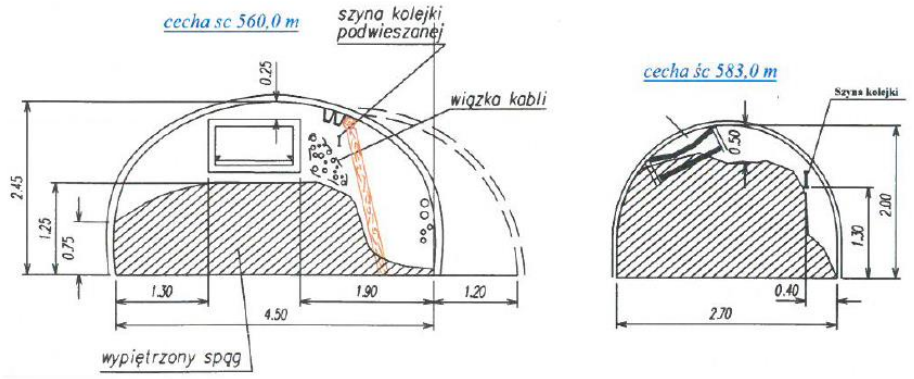
.

Rys. 5 Schemat projektowanych otworów z Pochylni metanowej IIa-S badawczej dla odmetanowania Ściany 3b-S.
Fig. 5 The proposed scheme of holes drilled with Ramp methane IIa-S for methane drainage longwall 3b-S

7. WSPÓŁWYSTEPOWANIE ZAGROŻENIA POŻAROWEGO, TĄPANIAMI I METANOWEGO NA PRZYKŁADZIE ŚCIANY 3b-S.

Ściana 3b-S w pokładzie 510/ (III warstwa) jest usytuowana w południowej części pola S, rozpoczęła swój bieg na przełomie 2016/2017 roku. Ze względu na wysoką metanonośność pokładu zastosowano odmetanowanie poprzez wyrobisko drenażowe (opis w pkt.6) znajdujące się nad wybierana warstwą. Skuteczność tej metody jest potwierdzona poprzez niewielka ilość przekroczeń metanu w rejonie ściany (średnio 8 p.p.a. w skali miesiąca). Ze względów pożarowych zroby ściany na bieżąco były przemulane pyłami dymnicowymi, a w ścianie

wykorzystywano środki antypirogeniczne w miejscach pozostawiania łaty węgla. Współczynniki pożarowe utrzymywały się na stabilnym, niskim poziomie. Zagrożeniem które najdotkliwiej wpływało na postęp ściany było zagrożenie tąpaniami. Pomimo szerokiego zakresu stosowanej profilaktyki tąpaniowej (między innymi – ograniczony postęp dobowy ściany, strzelania wstrząsowe i zruszające w pokładzie, strzelania torpedujące strop pokładu) wysokoenergetyczne wstrząsy górotworu o energiach większych od 10^6 J powodowały skutki w Upadowej IV'b-S (wyrobisko z odstawą urobku) zakwalifikowane w dwóch przypadkach jako odprężenie, w jednym jako tąpnięcie. Do tąpnięcia doszło w dniu 21.10.2017r. w wyniku wystąpienia wstrząsu sejsmicznego o energii $3x10^7$ J. Zgodnie z nakazem Dyrektora OUG w Katowicach usuwanie skutków tąpnięcia prowadzono w sposób i na warunkach pozytywnie zaopiniowanych przez Komisję do spraw Zagrożeń w Podziemnych Zakładach Górniczych Wydobywających Węgiel Kamienny. Ponowne uruchomienie eksploatacji pokładu 510 ścianą 3b-S może nastąpić pod warunkiem uzyskania pozytywnej opinii w/w Komisji w zakresie bezpiecznego prowadzenia robót górniczych, zapewnienia bezpieczeństwa załogi oraz ruchu zakładu górniczego.



Rys. 6 Skutki tąpnięcia w Upadowej IV`b-S z dnia 21.10.2017r
Fig. 6 Effects of rockburst in Dipheading IV'-S in 21.10.2017.

W dniu 4.11.2017r. w wyniku wstrząsu górotworu (energia $2x10^3$ J) zaobserwowano gwałtowny wzrost zawartości tlenku węgla na czujnikach w upadowej Vb-S. W związku z utrzymywaniem w prądzie powietrza odprowadzanym ze ściany ilości tlenku węgla powyżej 25 dm^3/min, rozpoczęto Akcję Ratowniczą, doprowadzając w krótkim czasie do izolacji rejonu ściany poprzez zabudowę korków przeciwwybuchowych. Do otamowanej przestrzeni podawany jest gaz inertny, oraz na bieżąco monitorowany skład gazów. Odmetanowanie ściany 3b-S w chwili obecnej jest ograniczone, dążąc do wypełnienia zrobów metanem o wysokim stężeniu. Penetracja rejonu planowana jest po wychłodzeniu rejonu ogniska pożaru.

8. PODSUMOWANIE.

Prowadzenie bezpiecznej i efektywnej eksploatacji ścianowej w pokładach w których współwystępują zagrożenia naturalne wymaga szeregu działań profilaktycznych. Wysoka metanonośność pokładu wymusza stosowanie szeroko pojętej, a przede wszystkim skutecznej profilaktyki metanowej opartej na prawidłowym doborze systemu przewietrzania i odmetanowania górotworu. Doświadczenia wyniesione z eksploatacji ścian w pokładach silnie metanowych przewietrzanych systemem na „U" wzdłuż calizny węglowej, przy

efektywnym systemie odmetanowania zapewniającym ujęcie, co najmniej 50% wydzielanego metanu pozwalają stwierdzić, że taka eksploatacja jest możliwa i bezpieczna. Doświadczenia uzyskane podczas eksploatacji Ściany 12b-S (zakończona eksploatacja) i ściany 3b-S wykazują dużą skuteczność odmetanowania za pomocą chodnika drenażowego. Prowadzone systematyczne strzelania wstrząsowe wraz z postępem, z frontu ścian zmniejszają stan zagrożenia tąpaniami równocześnie prowadząc do bardziej równomiernego wydzielania się metanu podczas prowadzenia urabiania kombajnem. Jak pokazuje praktyka górnicza, mimo dużego nakładu energii i pracy ze strony Kopalni, występują siły natury wobec których jesteśmy bezbronni. Jednakże zebrane doświadczenia, przyczyniają się do opracowywania optymalnej technologii eksploatacji, zwiększenia skuteczności odmetanowania, doskonalenia profilaktyki metanowej, pożarowej i tąpaniami, a przede wszystkim poprawy bezpieczeństwa pracy załogi. Zagrożenia naturalne bez wątpienia są kluczowym czynnikiem warunkującym eksploatację pokładu 510 w polu S.

email: d.kroker@pgg.pl
tel. 32-6055421



Zagrożenia naturalne jako kluczowy czynnik warunkujący eksploatację pokładu 510 (pole S) w PGG S.A. oddział KWK"Murcki-Staszic"

POLSKA GRUPA GÓRNICZA
Oddział KWK MURCKI-STASZIC

25.01.2018r.

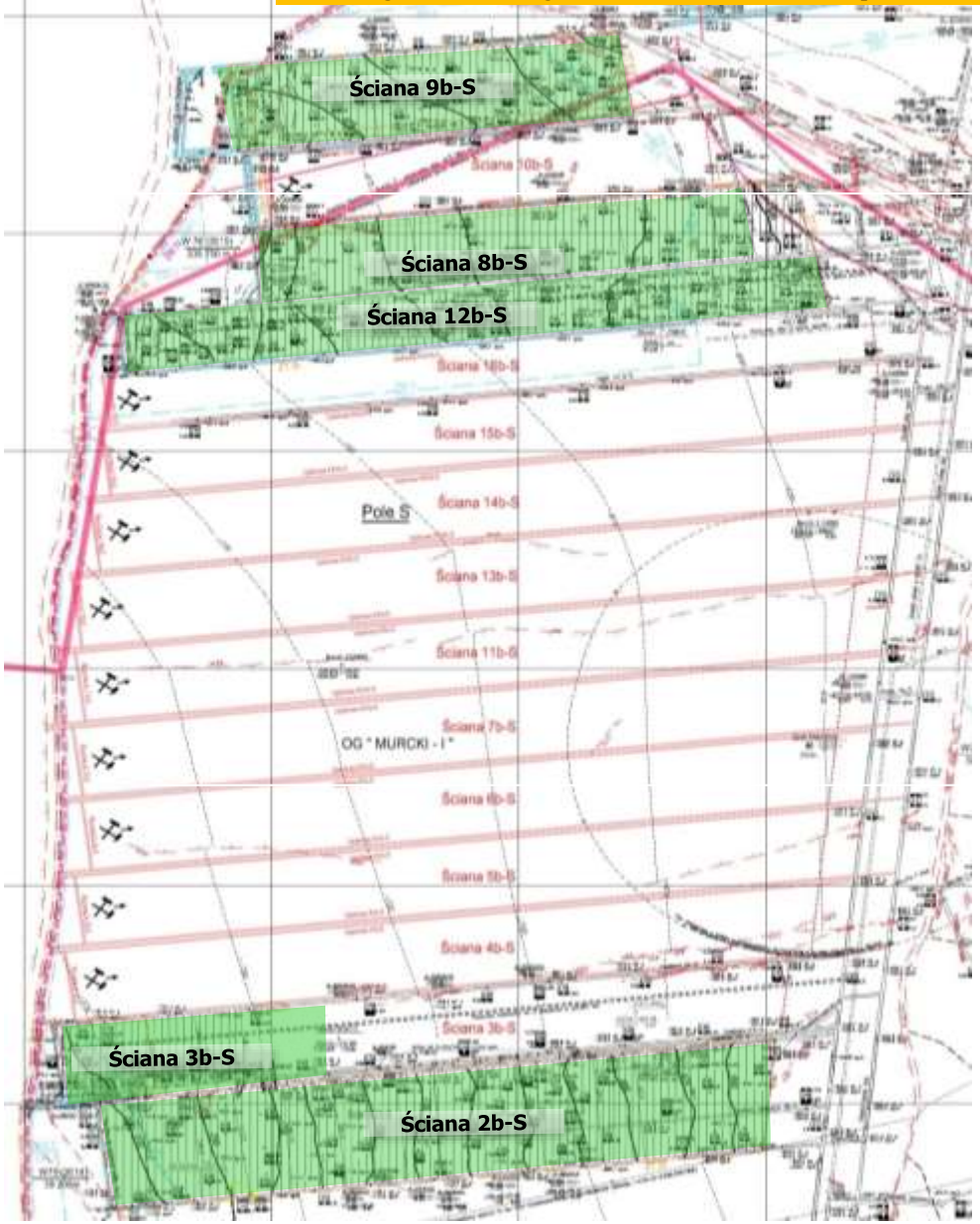
Dotychczasowa eksploatacja pokładu 510 pole S

Pokład	Głębokość eksploatacji	Wybierane ściany	Sposób wybierania	Wysokość wybierania	Wybieg ściany	Długość ściany	Okres eksploatacji
510	~ 950	9b-S	zawał	3,0m	790	181	2008 – 2009
510	~ 980	8b-S	zawał	3,0m	945 (1117)	160	2011 – 2012
510	~ 1080	2b-S	zawał	3,0m	1345	240-245	2012 – 2014
510	~ 990	12b-S	zawał	3,0m	1420	115-117	2015 – 2016
510	~ 1030	3b-S	zawał	3,0m	1480	155-160	od XII.2016

Prognoza metanowości pokładu 501/510 w polu S

Ściana	Postęp (m/d)	Wydobycie (Mg)	Prognozowana metanowość (m^3CH4/min)
9 b-S	5	4 095	21,15 - 23,65
8 b-S	4	4 243	18,30 - 22,39
2 b-S	2	2 184	28,71 - 47,98
12 b-S	5,5	2 467	13,89 – 21,36
3 b-S	4	2 496	32,70 - 39,12
I a-S	6	3 276	6,19 - 7,41
II a-S	4	3 354	20,33 - 27,03

Kolejność wybierania ścian pokład 510 pole S



ZAGROŻENIA	
ZT	II (dawniej III)
ZM	IV
ZW	I, II
Pyłowe	B
Pożarowe	III grupa Samozapalności Czas inkubacji τ_{ink}= 60 dni

Pożar endogeniczny
Ściana 9b-S pokład 510 / III
V.2009r

POLSKA GRUPA GÓRNICZA
Oddział KWK MURCKI - STASZIC

KWK MURCKI-STASZIC

Ściana 9b-S/510

Wysokość
do 3,0m

Długość: 181m
Wybieg: 790m



Maksymalny zabiór – 800mm

Początek Eksploatacji maj 2008r

Pożar endogeniczny - Ściana 9b-S pokład 510/III w-wa

W związku ze stwierdzeniem wzrostów wskaźników pożarowych w miesiącu kwietniu 2009r.rozbudowano zakres prac profilaktycznych w rej. śc. 9b-S który obejmował m.in

- ograniczenie ilość powietrza przepływ. przez ścianę 800-1000m³/min,
- doszczelnienie wlotu do ściany oraz zrobów na całej długości,
- zmulanie pyłów dymnicowych z dodatkiem środka antypirogenicznego od Upadowej Xb-S i IXb-S,
- doszczelnienie ociosu północnego Upadowej IX'b-S,
- rozpoczęcie podawania gazu inertnego do zrobów ściany,

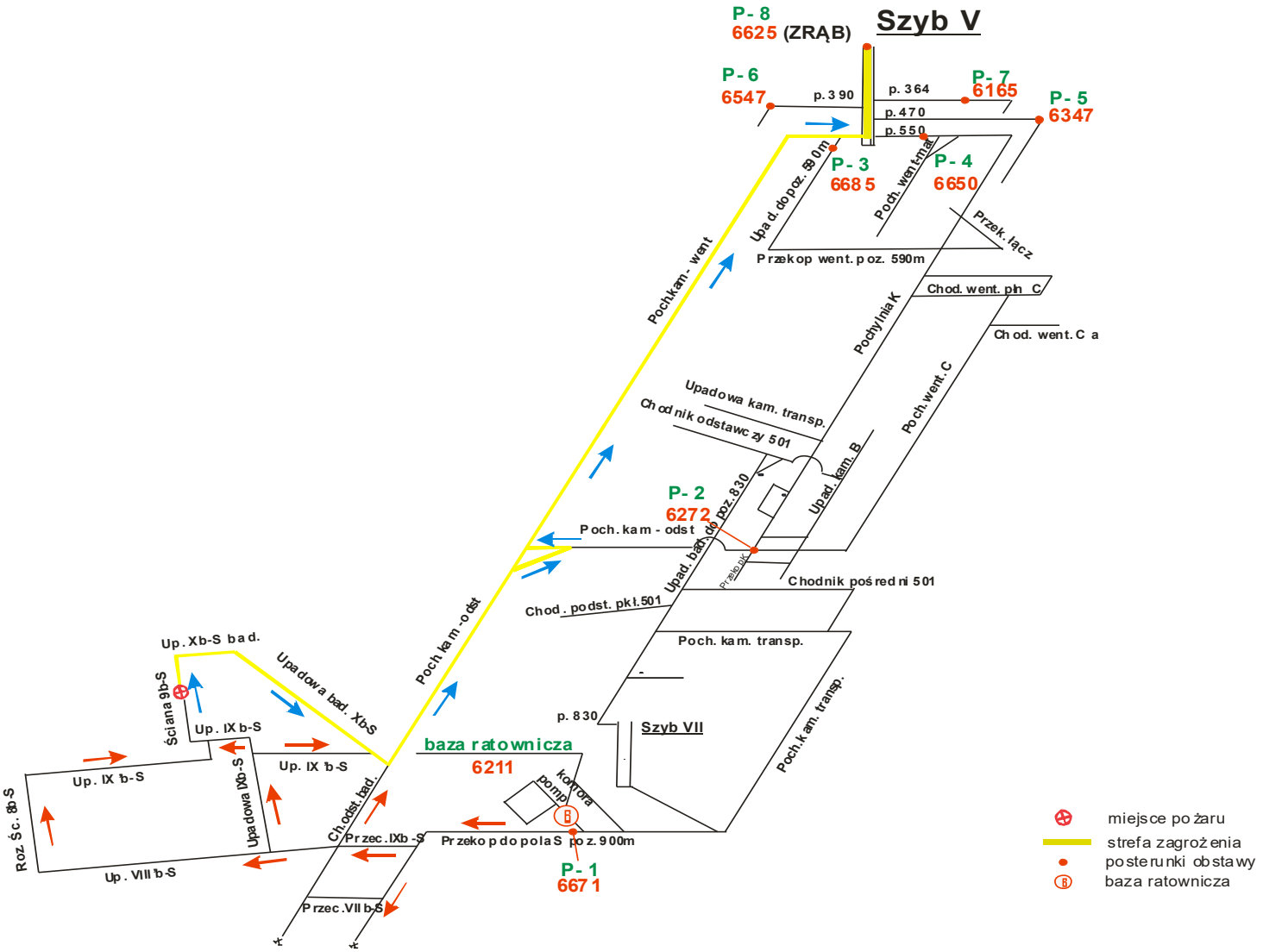
W dniu **03.05.2009** o godzinie **23^{14}** , pomimo prowadzonych w rejonie ściany intensywnych prac profilaktycznych, metaniarz kontrolujący rejon Ściany 9b-S **zgłosił pożar**.

Z zagrożonego rejonu natychmiast wycofano 25 osób, wyznaczono strefę zagrożenia, posterunki obstawy i bazę ratowniczą.

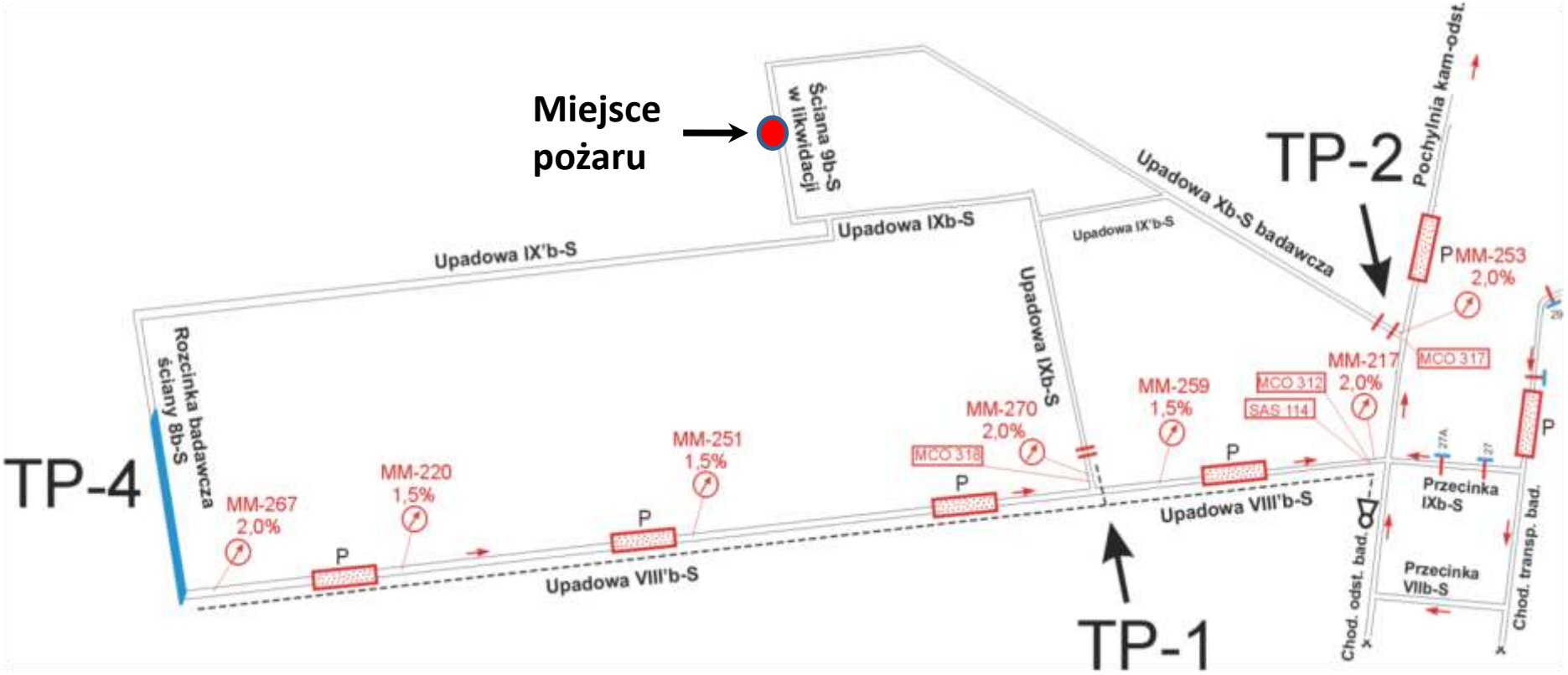
Ściana 9b-S pokład 510/III w-wa – wycinek mapy



Ściana 9b-S pokład 510/III w-wa – lokalizacja miejsca pożaru wraz zaznaczona strefa zagrożenia



Pożar endogeniczny - Ściana 9b-S pokład 510/III w-wa – lokalizacja tam przeciwwybuchowych oraz wyrobisk w rejonie ściany



Upadowa X b-S pokład 510/III w-wa – widok na tamę przeciwwybuchową TP-2 po zakończeniu prac związanych z doszczelnianiem ociosów



Upadowa IX b-S pokład 510/III w-wa – widok na tamę przeciwybuchową TP-1 po zakończeniu prac



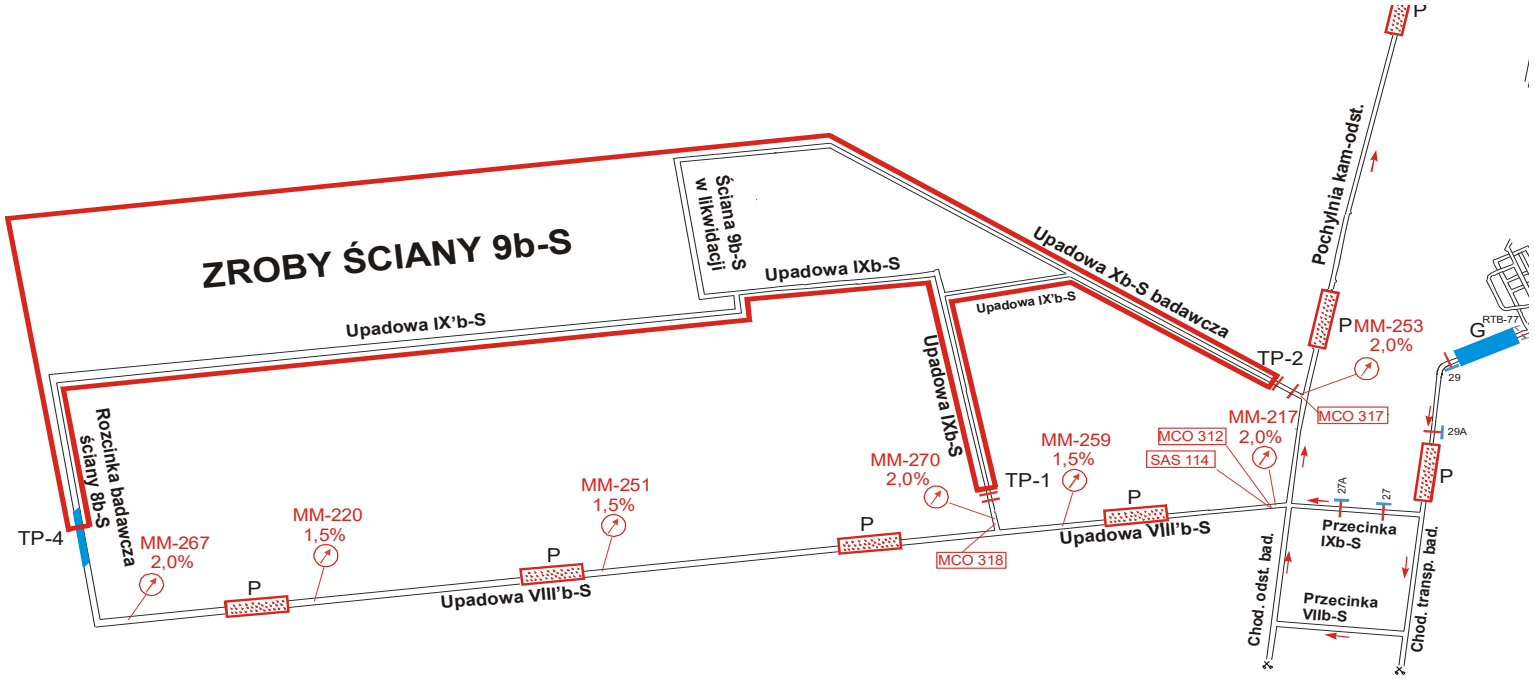
Upadowa IX b-S pokład 510/III w-wa – widok na tamę przeciwwybuchową TP-1 po zakończeniu prac. Tama kompensacyjna





Akcja została zakończona dnia 16.05.2009r. o godz. 6^{07}.

Dnia 23.05.2009r. utworzono pole pożarowe w rejonie Ściany 9b-S w pokł. 510 (III w-wa przystropowa)



Ściana 2 b-S pokład 510 /III
Analiza eksploatacji i wprowadzonych zmian układu przewietrzania rejonu ściany

POLSKA GRUPA GÓRNICZA
Oddział KWK MURCKI - STASZIC

KWK MURCKI-STASZIC

Ściana 2b-S pokład 510/III w-wa – parametry techniczne

Ściana 2b-S/510

Wysokość
do 3,0m

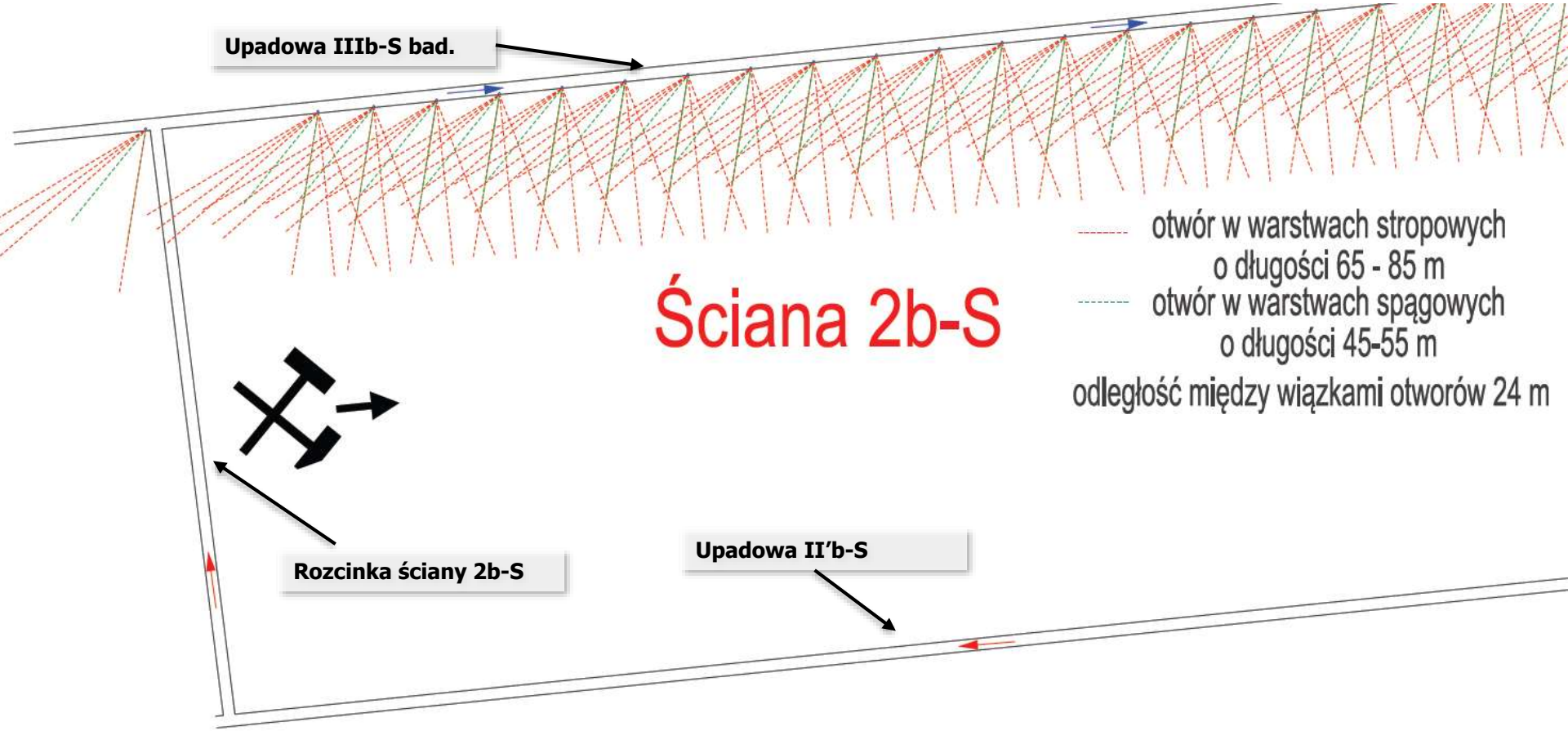
Długość: 240-245m
Wybieg: 1345m



Maksymalny zabiór – 800mm

Początek eksploatacji kwiecień 2012r

Etap 1. Ściana 2b-S pokład 510/III w-wa – przewietrzanie na „U” – siatka otworów odmetanowania prowadzonego z Upadowej III b-S. Etap 1



Ściana 2b-S

IV kategoria zagrożenia metanowego

Metanonośnośc : od 3,197 m^3CH_4/Mgcsw
do 8,705 m^3CH_4/Mgcsw

Prognozowana metanowość:
28,71- 47,98 m^3CH_4 /min

Miąższość pokładu 510
wynosi od 9,9 m do 10,0 m.

Odmetanowanie
rurociąg Ø300 od Upadowej IIIb-S do #V

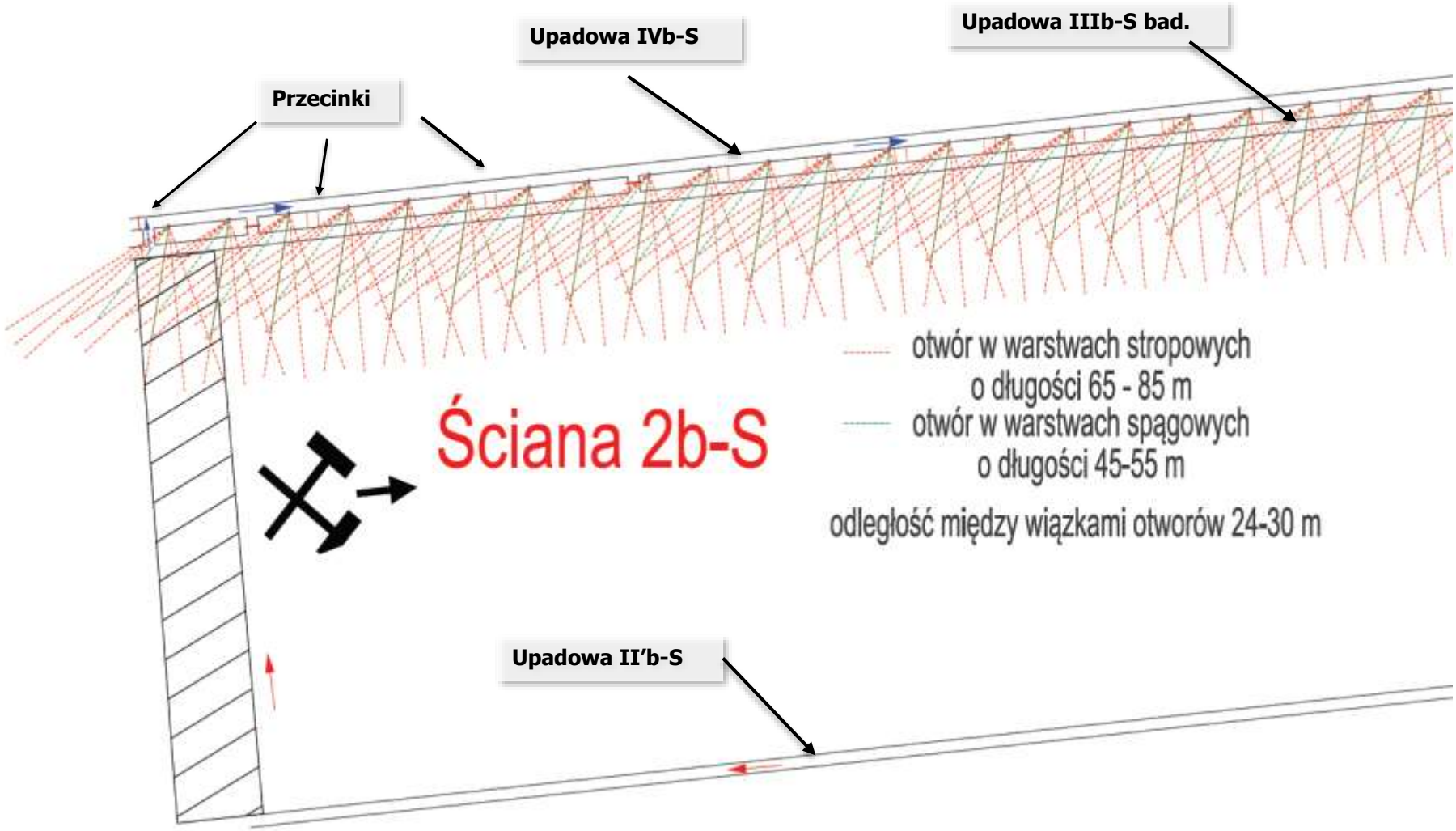
Ściana 2b-S

04.2012r – początek eksploatacji

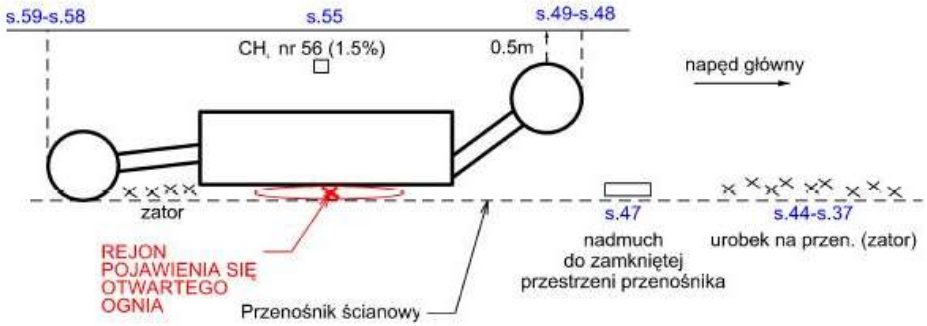
Etap 1 : od 04.2012r ściana przewietrzana była systemem na „U". Rozruch oraz jej postęp rzędu 280m został zakończony 14.11.2012r.

Etap 2 :
od 14.11.2012r ściana przewietrzana była systemem na „Y". Zmiana podyktowana była wzrostem zagrożenia metanowego.

Etap2. Ściana 2b-S pokład 510/III w-wa – przewietrzanie na „Y” – siatka otworów odmetanowania prowadzonego z Upadowej IVb-S.



Ściana 2b-S pokład 510/III w-wa – Zapalenie metanu w ścianie



1. : W dniu 28.01.2013r. doszło do zapalenia metanu w rejonie sekcji 47-51.

2. : W dniu 06.02.2013r wystąpienie otwartego ognia między kombajnem, a górną trasą przenośnika ścianowego.

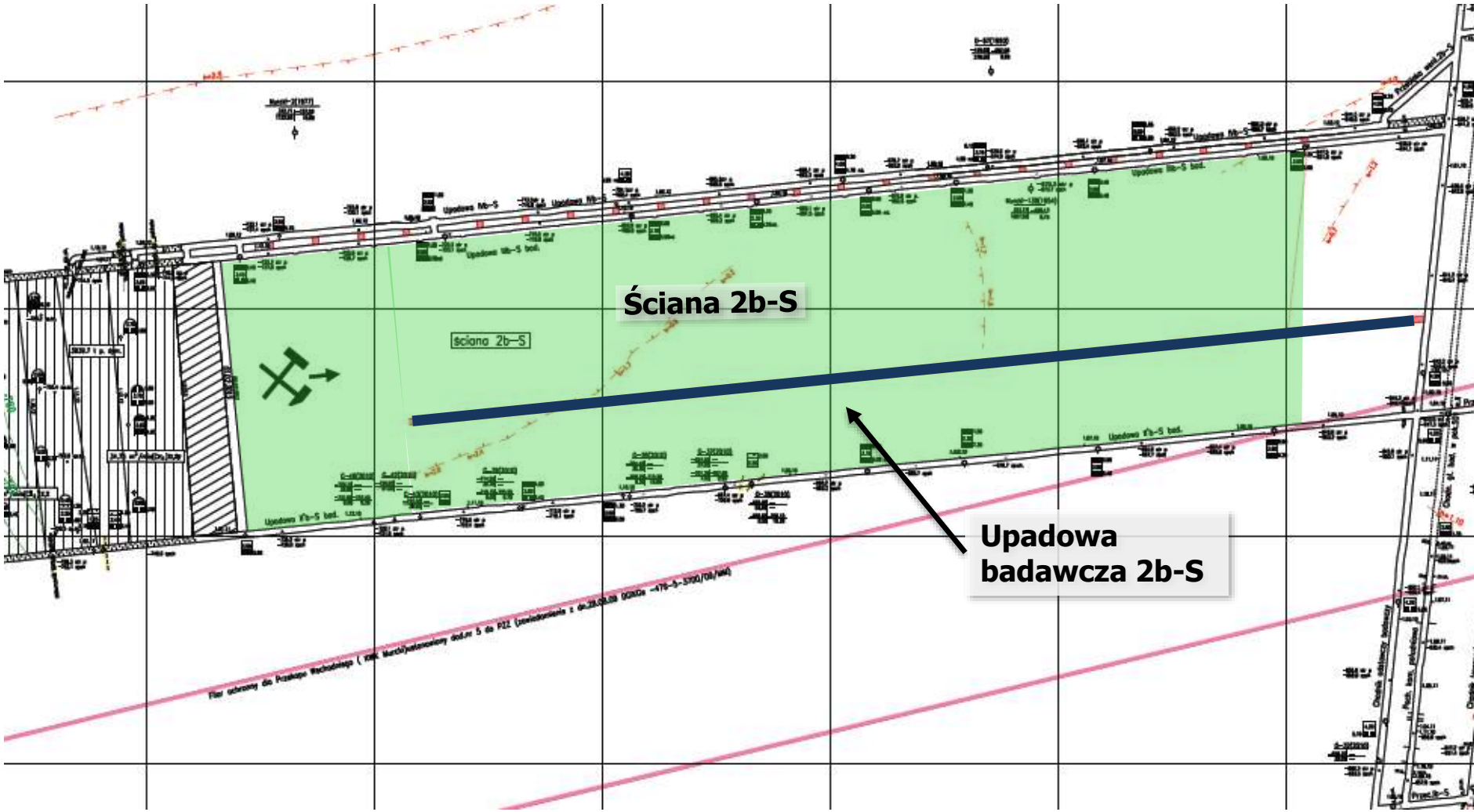
SZKIC MIEJSCA NIEBEZPIECZNEGO ZDARZENIA

- WYSTĄPIENIA OTWARTEGO OGNIA
W PRZESTRZENI MIĘDZY KOMBAJNEM
A GÓRNĄ TRASĄ PRZENOŚNIKA ŚCIANOWGO,
ZAISTNIAŁEGO W DNIU 06.02.2013 R. O GODZ. 21.52
W KHW S.A. KWK "MURCKI-STASZIC"
W KATOWICACH, RUCH "STASZIC"

Wykaz najważniejszych przedsięwzięć mających na celu dalszą bezpieczna eksploatację pokładu 510 ścianą 2b-S w polu S na poz 900m.

1. Zmniejszenie prędkości przenośnika z 1,2 m/s do 0,6 m/s,
2. Zwiększenie ilości powietrza przepływającego przez ścianę z 1500m^3/min do 1800 m^3/min.
3. Ograniczenie postępu dobowego do 2.1m.
4. Prowadzenie cyklicznego strzelania wstrząsowo-zruszającego ocios MW w otworach długości do 12m.
5. Wykonanie otworów w Upadowej IIIb-S badawczej o długości do 140m w kierunku spągu pokładu eksploatowanego i w odstępie nie większym niż 20m.
6. Zabudowa dodatkowej magistrali do przewietrzania dolnego przedziału przenośnika zgrzebłowego.
7. Zabudowa instalacji nadmuchu powietrza pod korpus kombajnu.
8. Instalacja kurtyny zraszającej urobek w celu ograniczenia powstawania iskier.

Ściana 2b-S. Eksploatacja frontem o długości 240m do czasu przebicia z nowodrążoną Upadowa badawczą 2b-S



Pokład 510, pole S. Nowe rozcięcie pola S. Wnioski po zaisniałych zdarzeniach w ścianie 2b-S



1. Wyrobiska przygotowawcze o przekroju poprzecznym nie mniejszym niż 20m2 (ŁPP 10, ŁP 12),
2. Zwiększenie ilości ścian w polu S z 9 do 13, z eksploatacją dwuskrzydłową z Pd na Pn oraz Pn na Pd ze ścianą zamykającą 11b-S.
3. ekploatacja śc. 3b-S ÷ 7b-S oraz 11b-S ÷ 16b-S o długości 110 ÷ 155m z chodnikiem odmetanowania w pokładzie 501, oraz odmetanowaniem prowadzonym z wyrobisk przyścianowych.
4. odmetanowanie prowadzone za pomocą powierzchniowej stacji odmetanowania.
5. pomiary metanonośności wykonywane nie rzadziej niż co 100m.

Odmetanowanie ścian w pokładzie 510 i 501 w polu S

POLSKA GRUPA GÓRNICZA
Oddział KWK MURCKI - STASZIC

KWK MURCKI-STASZIC

Sposób odmetanowania ścian w pokładzie 501 i 510 w polu S

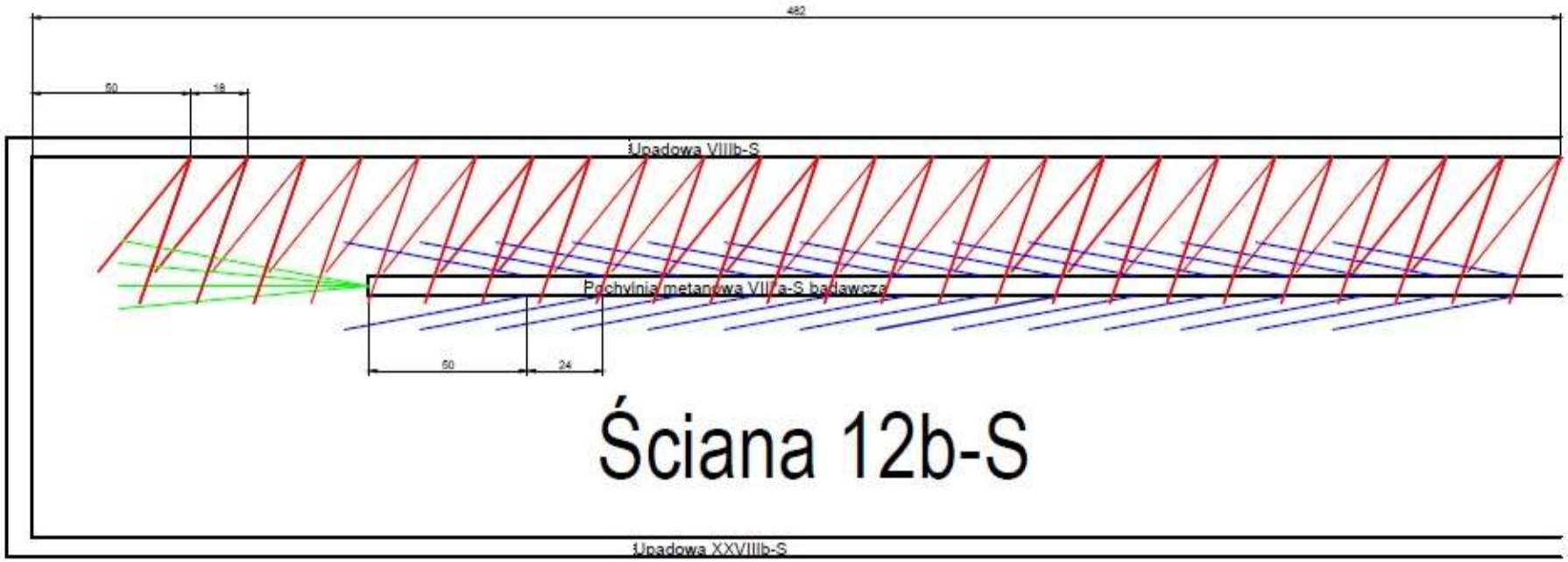
Pokład	Ściana	Sposób odmetanowania		Okres eksploatacji
		Otw. drenażowe z chod. nadścianowego	Wyrobisko drenażowe	
510	9b-S	●		2008 - 2009
510	8b-S	●		2011 - 2012
510	2b-S	●		2012 - 2014
501	Ia-S	● (zaniechano)		2014
510	12b-S	● (zaniechano)	●	2015 - 2016
501	IIa-S	●		2015 - 2016
510	3b-S		●	od XII.2016

Odmetanowanie - ściana 12b-S

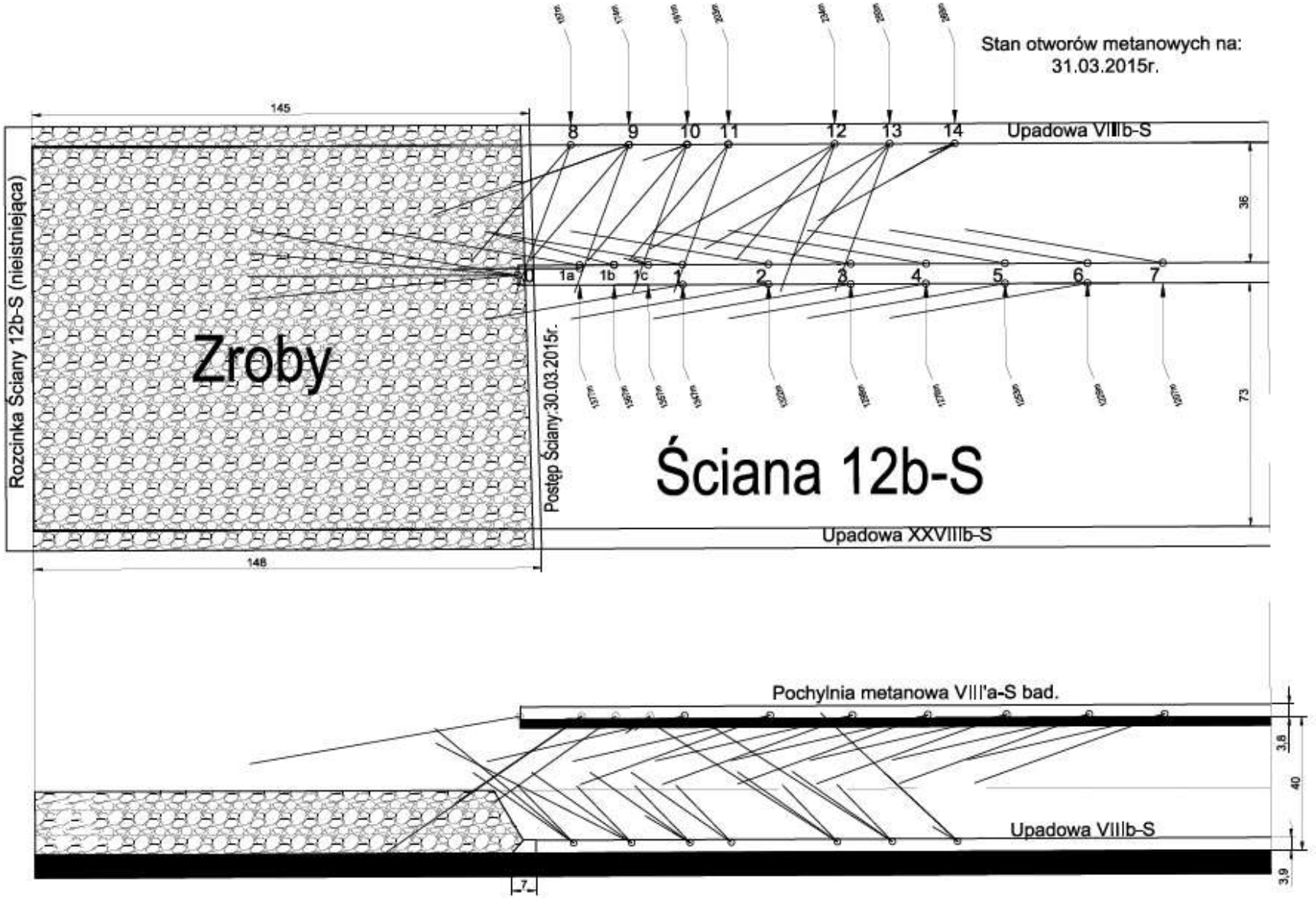
Odmetanowanie za pomocą wyrobiska drenażowego

Ujęcie metanu z ściany 12b-S na poziomie 0- 21,17 m^3CH_4/min,

Efektywność odmetanowania na poz. 0 - 76,2% , (średnio ok.69%)



Sposób odmetanowania ściany 12b-S

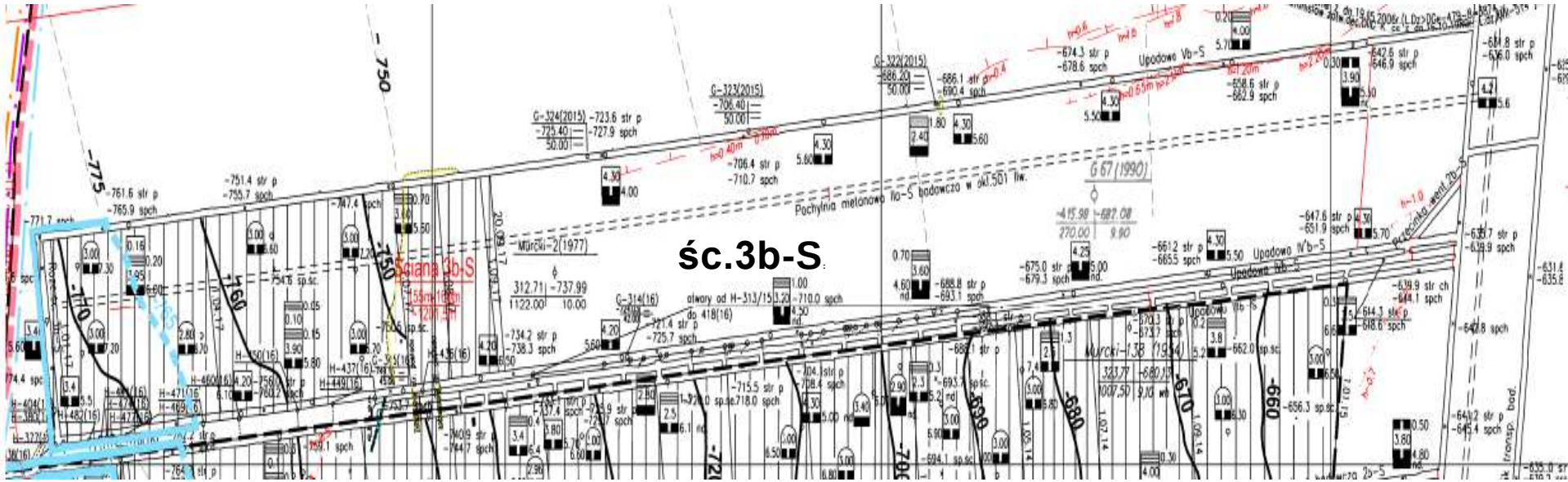


Odmetanowanie - ściana 3b-S – dane uzyskane podczas eksploatacji.

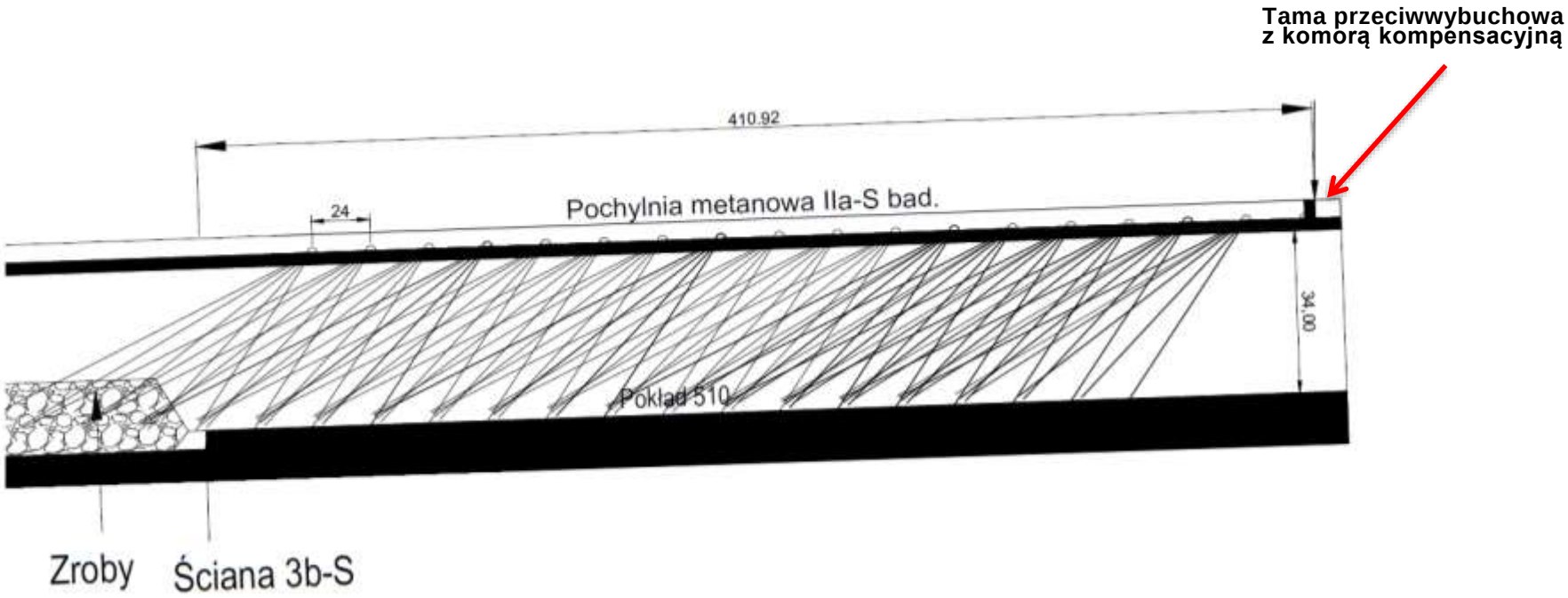
Odmetanowanie za pomocą wyrobiska drenażowego

Ujęcie metanu z ściany 3b-S na poziomie 0- 19,39 m^3CH_4/min, (średnio 17,11 m^3CH_4/min)

Efektywność odmetanowania na poz. 0 - 76,2% , (średnio ok.60%)

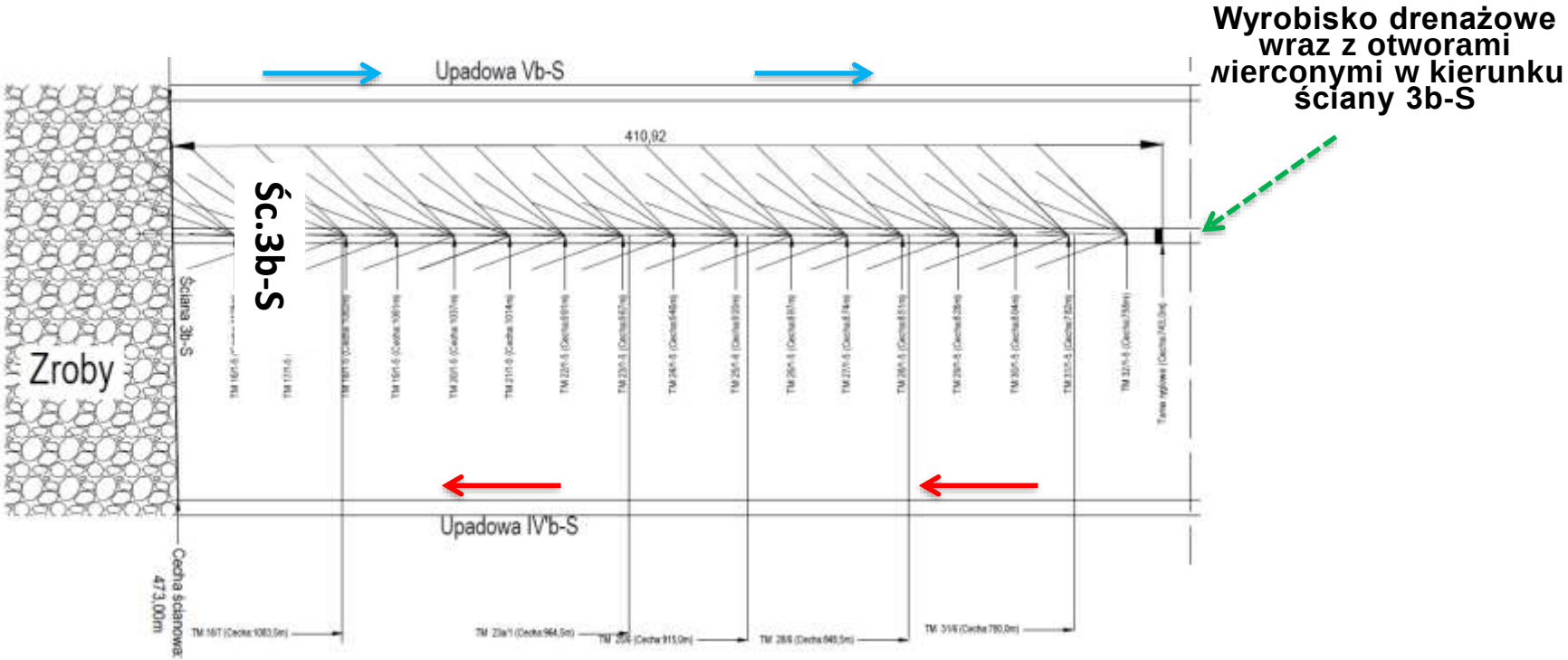


Ściana 3b-S z Pochylnia metanową IIa-S bad. – przekrój podłużny



Pochylnia metanowa II a-S w pokładzie 501 służy jako wyrobisko drenażowe, wzajemna odległość pomiędzy pokładami 501 i 510 wynosi średnio 30m.

Ściana 3b-S z Pochylnia metanową IIa-S bad.– widok z góry



Wyrobisko drenażowe (Pochylnia metanowa II a-S):

- pokład 501,
- otwory wykonywane w wiązkach,
- odległości wzajemnej wiązek około 24m,
- w wiązce od 4 do 5 otworów ,
- długośc otworów do 60m.

Współwystępowanie zagrożenia pożarowego, tąpaniami i metanowego na przykładzie ściany 3b-S

POLSKA GRUPA GÓRNICZA
Oddział KWK MURCKI - STASZIC

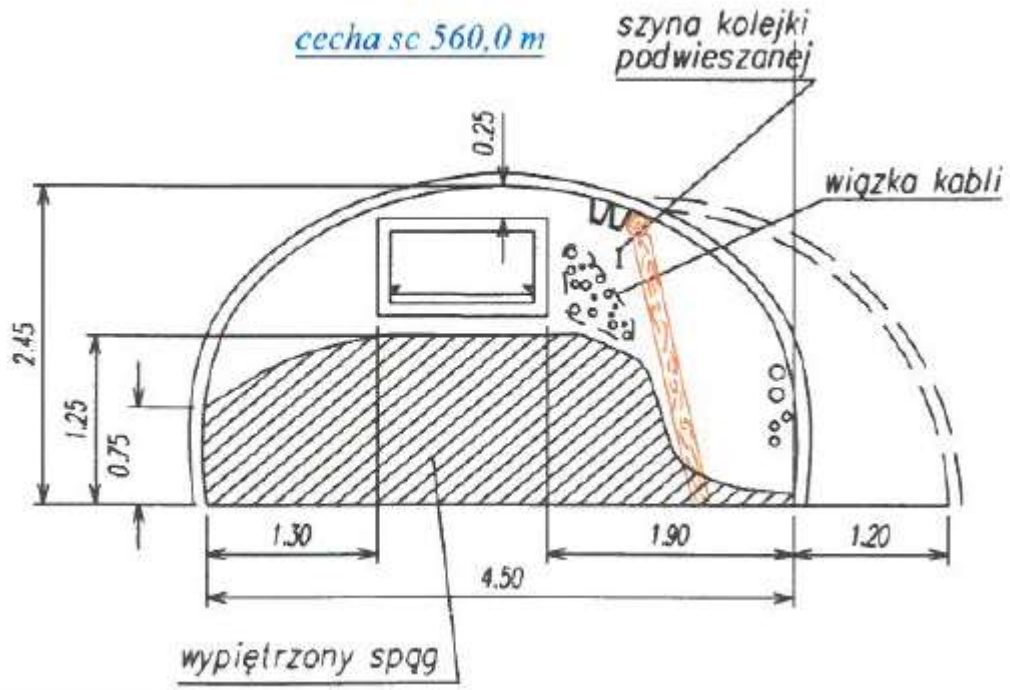
KWK MURCKI-STASZIC

Ściana 3b-S

21.10.2017r - wstrząs sejsmiczny o energii $3x10^7$ J.

23.10.2017r - : podczas oględzin miejsca zaistniałego wstrząsu, w związku z przekroczonymi wartościami czujników w Upadowej V b-S:
MCO 343 (max. 113ppm)
DCO 118 (max. 105ppm)
rozpoczęto Akcję Ratowniczą.

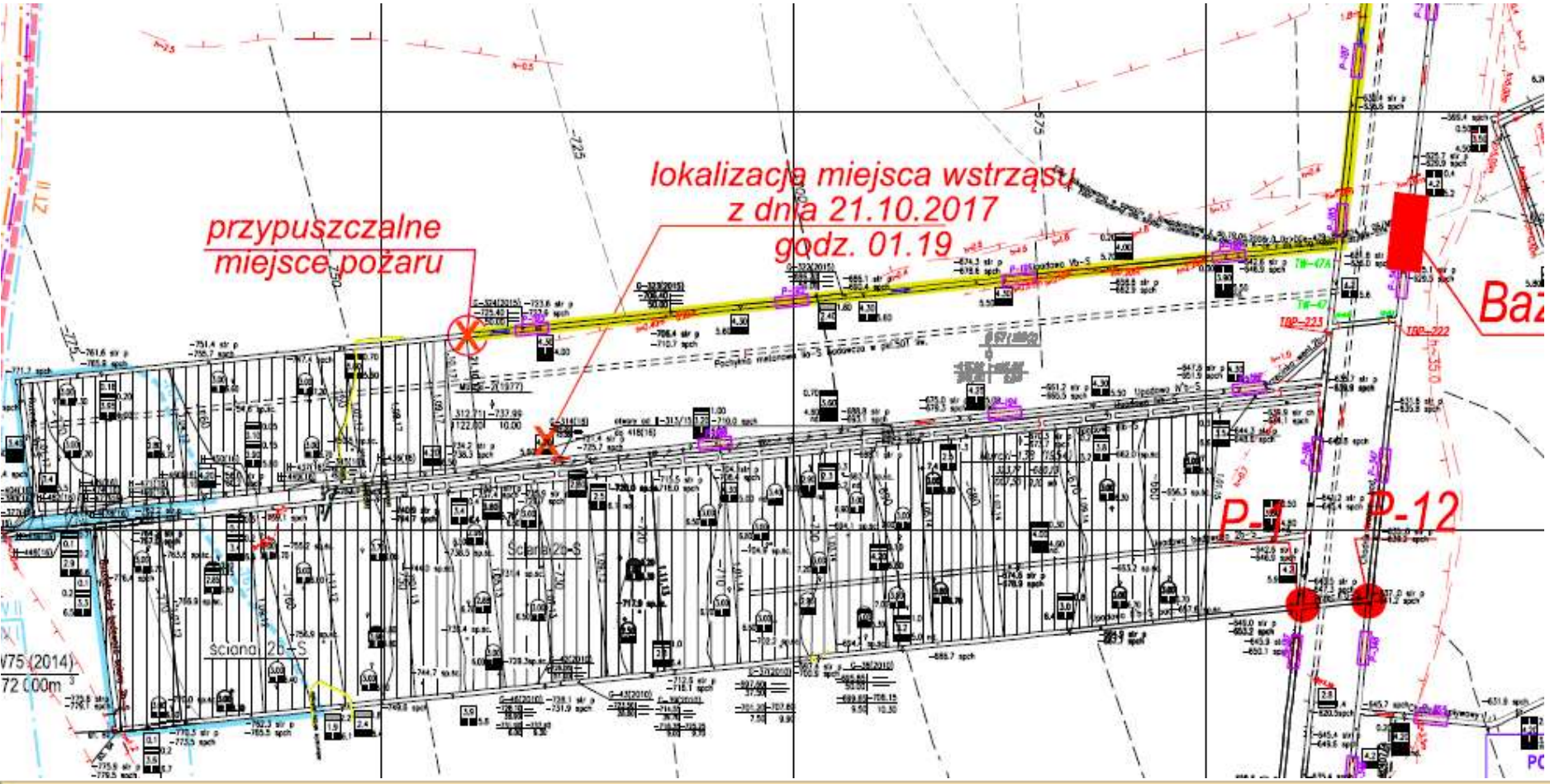
Skutki tąpnięcia w Upadowej IV`b-S – cecha 560,0m i 583,0m





Lokalizacja miejsca wstrząsu z dnia 21.10.2017r

W związku z ustabilizowana sytuacją wentylacyjną 23.10.2017r zakończono Akcję Ratowniczą

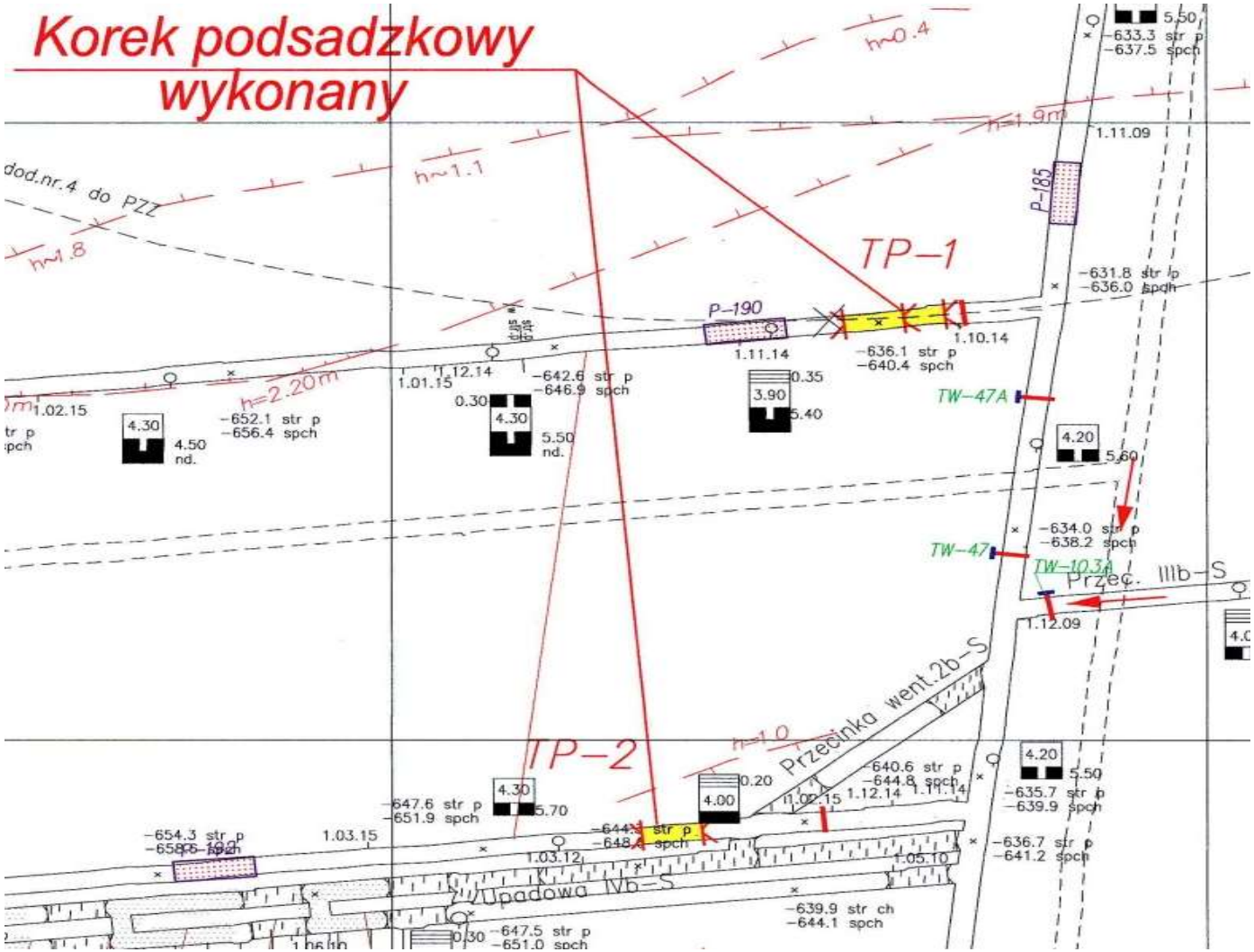


Ściana 3b-S

04.11.2017r - wstrząs sejsmiczny o energii $2x10^3$ J. po którym zaobserwowano gwałtowny wzrost zawartości tlenku węgla na analizatorach gazu w upadowej Vb - S.

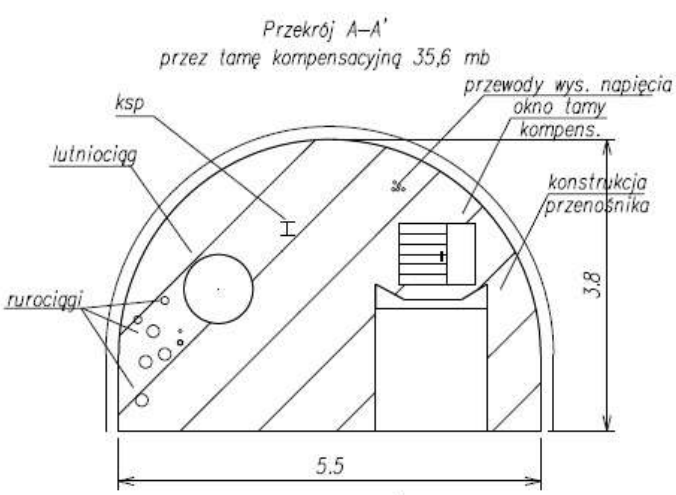
04.11.2017r - w związku z utrzymywaniem się w rejonowym prądzie powietrza ilości tlenku węgla powyżej 25 dm3/min, o godz. 7:08 rozpoczęto Akcję Ratowniczą.

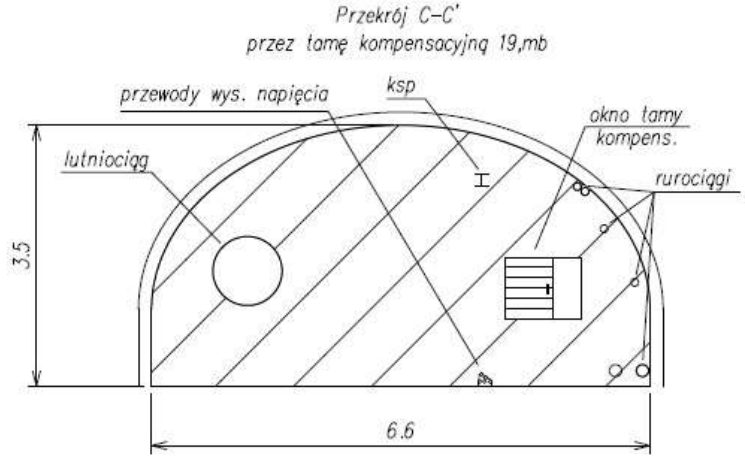
Lokalizacja korków podsadzkowych w rejonie ściany 3b-S

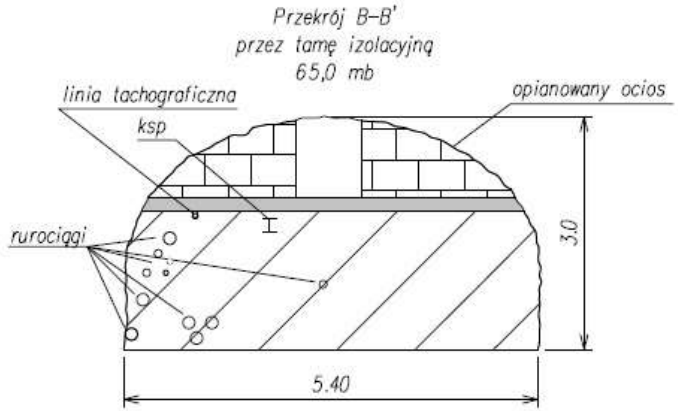


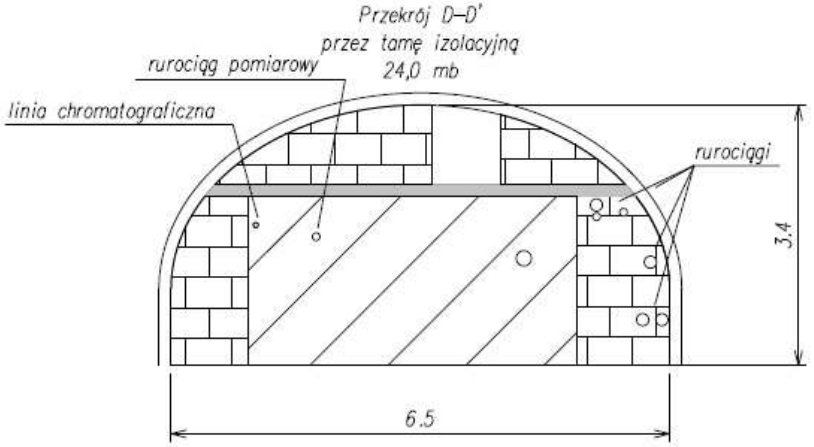
Lokalizacja korków podsadzkowych w rejonie ściany 3b-S

Szkic z wizji lokalnej przeprowadzonej w rejonie otamowanej Ściany 3b–S pokł. 510 III w dniu 08.11.2017r. po pożarze zaistniałym w dniu 04.11.2017r. o godz. 7.08









W związku z ustabilizowana sytuacją wentylacyjną 08.11.2017r zakończono Akcję Ratowniczą

Zakres prac profilaktycznych prowadzonych w rejonie otamowanej Ściany 3 b-S poz.900m. pokł.510 :

1. zabudowa i doszczelnianie tam kompensacyjnych,
2. regulacja potencjałów poprzez tamę kompensacyjną,
3. zatłaczanie gazów inertnych (dwutlenek węgla, azot),
4. wykonywanie pomiarów temperatury stropu, spągu oraz ociosów za pomocą kamery termowizyjnej.
5. stała kontrola parametrów gazów za TP-1 ,TP-2 oraz w rurociągu odmetanowania na Pochylni metanowej IIa-S.

Dziękujemy za uwagę

POLSKA GRUPA GÓRNICZA

Oddział KWK MURCKI-STASZIC

KWK MURCKI-STASZIC

Badania jakości wklejenia kotwi w górotworze metodą nieniszczącą w warunkach geologiczno-górniczych KWK Budryk

Andrzej Staniek, Wojciech Masny
Główny Instytut Górnictwa

Jarosław Rutkowski, Sylwester Łukawski
KWK Budryk, JSW S.A.

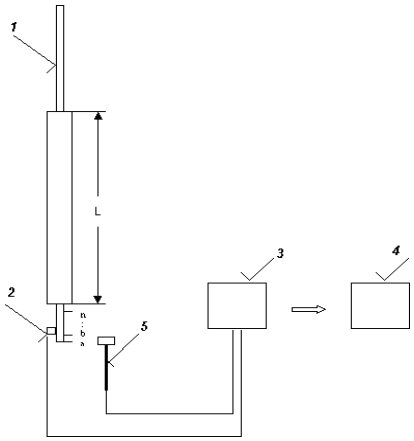
STRESZCZENIE: W referacie przedstawiono wyniki badań realizowanych w chodniku pokładu 401 w KWK Budryk. Celem było sprawdzenie nośności kotwi mocowanych w stropie chodnika. Wklejono kotwie o długości odpowiednio: 2,4 m, 1,85 m, 1,25 m, 0,84 m. Wszystkie kotwie wklejane były na zamierzonej długości 30 cm od dna otworu. Niezależnie od powyższych wykonano również badania jakości wklejenia kotwi (lokalizacji wklejenia). Do badań przystąpiono zakładając, że rezultat wklejenia nie musi pokrywać się z zamierzonym.

SŁOWA KLUCZOWE: Badania nieniszczące, obudowa kotwiowa, analiza modalna, kotwie wklejane, jakość wklejenia

1. OPIS METODY

Metoda identyfikacji ciągłości wklejenia żerdzi kotwiowych w górotworze realizowana jest w oparciu o wymuszenie drgań badanego obiektu z wykorzystaniem młotka udarowego wyposażonego w przetwornik siły umieszczony w głowicy młotka, oraz równoczesną rejestrację sygnału wymuszenia, pochodzącego z przetwornika siły, i sygnału odpowiedzi na to wymuszenie, pochodzącego z piezoelektrycznego przetwornika drgań. Kierunek wymuszenia jest prostopadły do osi symetrii żerdzi, oś główna przetwornika odbiorczego również jest prostopadła do osi symetrii żerdzi. Wymuszenie odbywa się dla kilku punktów rozmieszczonych na wystającym z górotworu odcinku żerdzi kotwiowej dla danego położenia przetwornika odbiorczego umiejscowionego na tymże odcinku żerdzi. Rejestrację sygnałów prowadzi się sekwencyjnie dla każdej pary punktów pomiarowych wykorzystując skonstruowany system akwizycji danych. Dane zapisywane są w postaci plików w formacie UF (ang. universal file). Następnie dane importowane są do programu realizującego analizę modalną celem identyfikacji odpo-

wiednich częstości własnych badanego obiektu, charakterystycznych dla danego rodzaju nieciągłości wklejenia. Otrzymane częstości własne porównywane są z wynikami teoretycznej analizy modalnej realizowanej na modelu elementów skończonych badanego obiektu, jakim jest wklejona żerdź kotwiowa, dla różnych warunków brzegowych odpowiadających różnym przypadkom nieciągłości wklejenia.



Rys. 1. Układ pomiarowy: (1) żerdź kotwiowa; (2) przetwornik drgań; (3) system akwizycji danych; (4) stacja robocza dla analizy modalnej; (5) młotek udarowy; (a-n) punkty wymuszenia, L – długość wklejenia



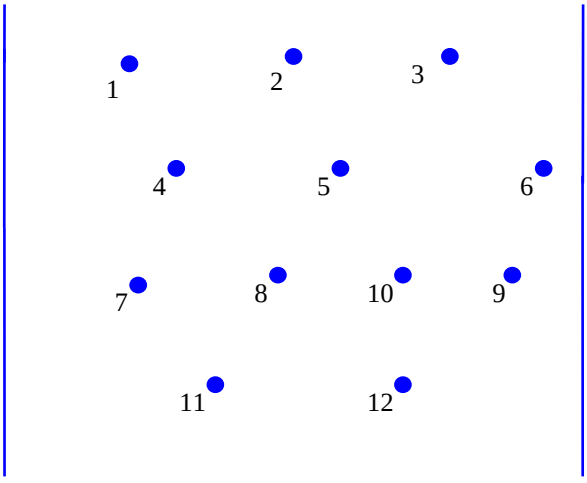
Rys. 2. Wymuszenie żerdzi kotwiowej z wykorzystaniem młotka modalnego

2. PRZEBIEG BADAŃ W KWK BUDRYK

Badania realizowano w chodniku pokładu 401 w OG Ornontowice. Celem było sprawdzenie nośności kotwi mocowanych w górotworze, w stropie chodnika na różnych głębokościach. Wklejono 12 kotwi w 4 rzędach po 3 w każdym rzędzie i długości kotwi odpowiednio: 2,4 m, 1,85 m, 1,25 m, 0,84 m, miejsce badań pokazano na rys. 3, natomiast schemat rozmieszczenia kotwi na rys. 4. Wszystkie kotwie wklejane były z wykorzystaniem ładunku klejowego typu Lokset na długości zamierzonej 30 cm od dna otworu.



Rys. 3. Lokalizacja prowadzonych badań, KWK Budryk OG Ornontowice, pokład 401.



Rys. 4. Schemat rozmieszczenia punktów pomiarowych w wyrobisku korytarzowym (liczbami 1-12 oznaczono kolejność w jakiej kotwie były badane)

Badania nośności wykonane zostały przez firmę Golder Associates (UK) Ltd., która dokona dokładnej analizy otrzymanej charakterystyki wydłużenia (wysuniecia) kotwi uwzględniając nie tylko wysunięcie żerdzi z obszaru wklejenia jak i wydłużenie samej żerdzi wskutek działania przyłożonej siły. Zespół realizujący badania przedstawiono na rys. 5 i 6.



Rys. 5. Zespół realizujący badania, obsługa wyrywarki



Rys 6. Zespół realizujący badania, pomiar wydłużenia (wysunięcia).

3. BADANIA NIECIĄGŁOŚCI WKLEJENIA (LOKALIZACJI WKLEJENIA

Niezależnie od realizowanych badań opisanych w pkt. 2 w trakcie badań wykonano również ocenę jakości wklejenia (lokalizacji wklejenia metoda opisaną w pkt.1. Aczkolwiek zamierzony sposób wklejenia żerdzi był znany to do badań przystąpiono zakładając iż rezultat wklejenia nie musi pokrywać się z zamierzonym.

Poniżej przedstawiono wyniki badań uwzględniających identyfikację częstotliwości drgań własnych odpowiednich przypadków wklejenia z uwzględnieniem warunków brzegowych (odcinków wklejenia) i odpowiadające tym przypadkom częstotliwości drgań własnych dla modelu odniesienia (model elementów skończonych, MES), z określoną lokalizacją wklejenia.

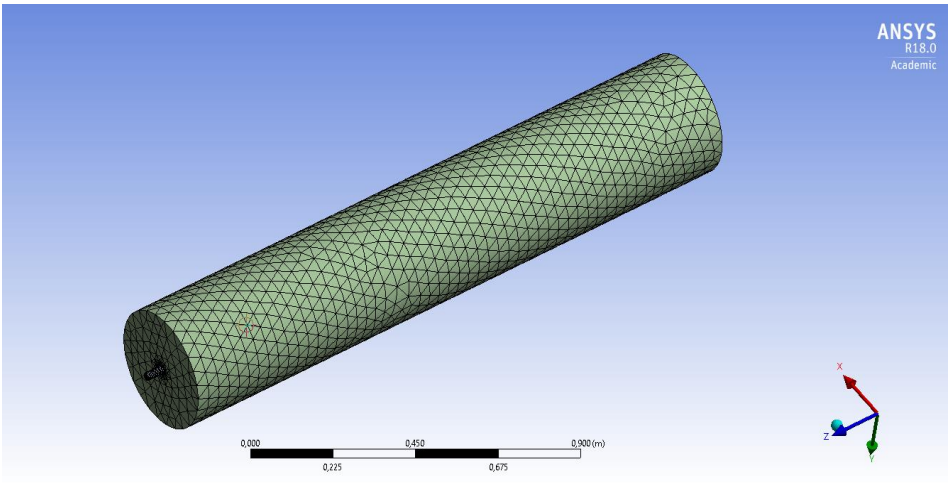
Badania przeprowadzono dla 7 przypadków, przy czym dla 4 badania wykonano przed i po wyrywaniu kotwi. Liczba zbadanych kotwi została ograniczona ze względów technicznych (brak wystarczającego wklejenia dla żerdzi o dł. 85 cm oraz konieczność skrócenia czasu badań).

Uzyskane wyniki badań przedstawiono poniżej. Przedstawiono również modele MES, odpowiadające badanym eksperymentalnie przypadkom.

Przypadki (badane kotwie) oznaczono:

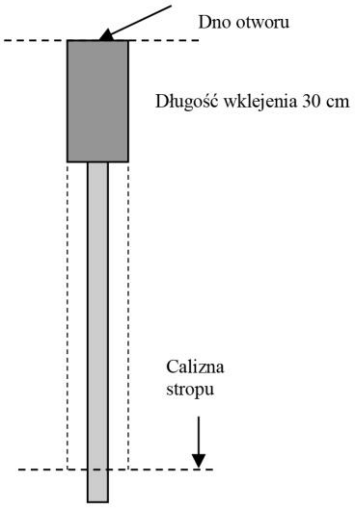
– Nr 1, 2, 3 – dł. 2,4 m,
– Nr 4, 5, 6 – dł. 1,85 m,
– Nr 7, 8, 9 – dł. 1,25 m,
– Nr 10, 11, 12 – dł. 0,84 m.

Analizowany model elementów skończonych z zamodelowaną częścią górotworu przedstawiono na rys. 7. Poprawne dopasowanie, z wyliczonym błędem (przedstawionym w poniższych tablicach) otrzymano dla zamierzonej długości wklejenia 30 cm. Celem zwiększenia dokładności i zmniejszenia błędu realizowano obliczenia też dla mniejszych i większych długości wklejenia. Przykładowo dla żerdzi o długości 125 cm, najmniejszy błąd uzyskano dla długości wklejenia 31 cm, zwiększając w modelu długość wklejenia błąd z dodatniego zmienił się na ujemny, co znaczyło by, że poprawna wartość leży w obszarze 31– 32 cm.



Rys. 7. Analizowany model elementów skończonych układu żerdź – żywica poliestrowa – górotwór

Graficznie zidentyfikowany rodzaj wklejenia dla przykładowego przypadku przedstawiono na poniższym rys. 8.



Rys. 8. Graficznie przedstawienie zidentyfikowanego rodzaju wklejenia dla analizowanego przypadku

Istotnym spostrzeżeniem jest nieznaczna zmiana – przesunięcie zidentyfikowanych częstotliwości drgań własnych w kierunku wyższych częstotliwości, co z jednej strony świadczy o wpływie testu wyrywania na parametry mechaniczne badanej struktury, z drugiej strony świadczy o pewnej histerezie powstałych naprężeń. Ze względu na wysunięcie, czyli zwiększenie długości zmiana ta powinna odbywać się w przeciwnym kierunku tzn. niższych częstotliwości drgań własnych. W przypadku normalnie badanych przypadków realizowanych nie w trakcie badań nośności z wykorzystaniem wyrywarki ten efekt nie będzie miał miejsca. Należy też zwrócić uwagę, że nie wszystkie częstotliwości drgań własnych można było w każdym przepadku zidentyfikować, niemniej ich liczba była wystarczająca do dopasowania modeli.

Tabela 1. Długość żerdzi 2,4 m, długość wklejenia 0,3 m od dna otworu

Nr 1 przed wyrywaniem

Nr.	Częstotliwość, w Hz		Błąd, w %
	Eksperyment	MES	
1	204,4	198,0	3,2
2	303,9	295,4	2,9
3	424,1	411,8	3,0
4	565,3	547,1	3,3
5	717,8	701,1	2,4
6	892,3	873,5	2,2
7	1091,1	1064,0	2,5
8	1307,5	1272,4	2,8
9	1540,7	1498,2	2,8
Błąd średni dopasowania modeli			2,8

Nr 1 po wyrywaniu

Nr.	Częstotliwość, w Hz		Błąd, w %
	Eksperyment	MES	
1	208,4	198,0	5,2
2	308,3	295,4	4,4
3	430,3	411,8	4,5
4	565,8	547,1	3,4
5	741,1	701,1	5,7
6	910,2	873,5	4,2
7	1091,4	1064,0	2,6
8	1355,9	1272,4	6,6
9	1589,2	1498,2	6,1
Błąd średni dopasowania modeli			4,9

Tabela 2. Długość żerdzi 2,4 m, długość wklejenia 0,3 m od dna otworu

Nr 2 przed wyrywaniem

Nr.	Częstotliwość, w Hz		Błąd, w %
	Eksperyment	MES	
1	62,3	61,3	1,7
2	124,0	120,0	3,4
3	205,1	198,0	3,6
4	303,5	295,4	2,7
5	422,7	411,8	2,7
6	561,2	547,1	2,6
7	719,4	701,1	2,6
8	893,3	873,5	2,3
9	1096,3	1064,0	3,0
10	1303,7	1272,4	2,5
11	1526,6	1498,2	1,9
Błąd średni dopasowania modeli			2,7

Nr 2 po wyrywaniu

Nr.	Częstotliwość, w Hz		Błąd, w %
	Eksperyment	MES	
1	208,4	198,0	5,2
2	308,3	295,4	4,4
3	430,3	411,8	4,5
4	565,8	547,1	3,4
5	741,1	701,1	5,7
6	910,2	873,5	4,2
7	1091,4	1064,0	2,6
8	1355,9	1272,4	6,6
9	1589,2	1498,2	6,1
Błąd średni dopasowania modeli			4,9

Tabela 3. Długość żerdzi 2,4 m, długość wklejenia 0,3 m od dna otworu

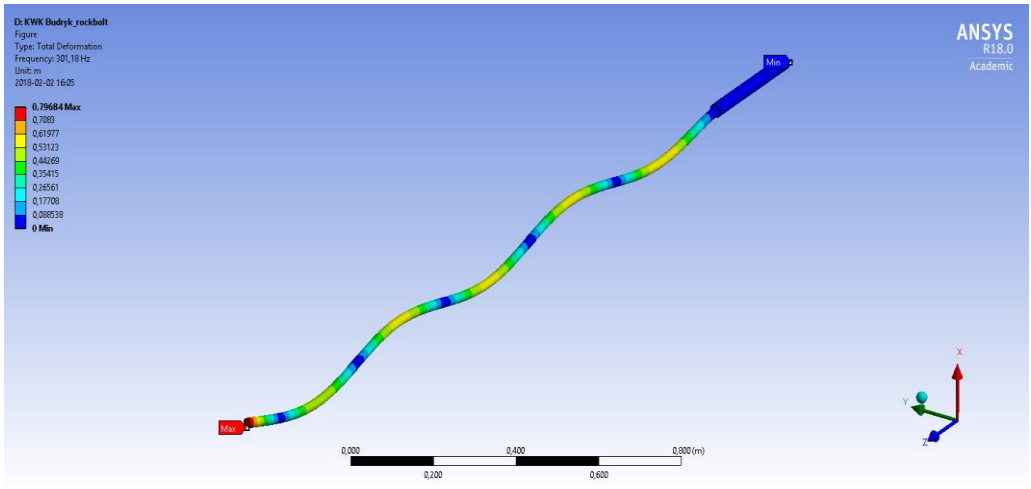
Nr 3 przed wyrywaniem

Nr.	Częstotliwość, w Hz		Błąd, w %
	Eksperyment	MES	
1	24,6	21,9	12,2
2	62,0	61,3	1,2
3	124,9	120,0	4,1
4	208,7	198,0	5,4
5	306,4	295,4	3,8
6	428,0	411,8	3,9
7	565,7	547,1	3,4
8	728,5	701,1	3,9
9	900,9	873,5	3,1
10	1092,8	1064,0	2,7
11	1318,8	1272,4	3,7
12	1539,3	1498,2	2,7
Błąd średni dopasowania modeli			4,9

Nr 3 po wyrywaniu

Nr.	Częstotliwość, w Hz		Błąd, w %
	Eksperyment	MES	
1	131,7	120,0	9,8
2	211,1	198,0	6,6
3	305,9	295,4	3,6
4	430,8	411,8	4,6
5	573,8	547,1	4,9
6	732,4	701,1	4,5
7	906,0	873,5	3,7
8	1112,8	1064,0	4,6
9	1329,3	1272,4	4,5
10	1550,9	1498,2	3,5
Błąd średni dopasowania modeli			5,3

Przykładowa analiza w środowisku Ansys dla długości żerdzi 2,4 m przedstawiona została na rys. 9.



Rys. 9. Przykładowa analiza w środowisku Ansys dla długości żerdzi 2,4 m

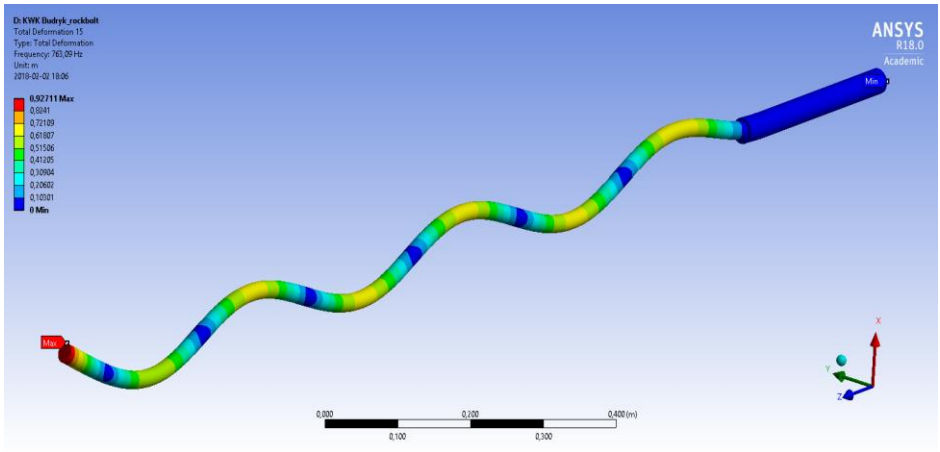
Nr 5 przed wyrywaniem

Nr	Częstotliwość, w Hz		Błąd, w %
	Eksperyment	MES	
1	104,5	111,1	-5,9
2	207,6	217,3	-4,4
3	349,1	358,3	-2,6
4	513,4	533,7	-3,8
5	714,5	743,0	-3,8
6	948,1	985,4	-3,8
7	1206,1	1260,2	-4,3
8	1495,4	1566,5	-4,5
9	1819,8	1902,8	-4,4
Błąd średni dopasowania modeli			4,3

Nr 5 po wyrywaniu

Nr	Częstotliwość, w Hz		Błąd, w %
	Eksperyment	MES	
1	88,7	111,1	-20,1
2	211,7	217,3	-2,6
3	347,4	358,3	-3,0
4	516,6	533,7	-3,2
5	733,2	743,0	-1,3
6	960,4	985,4	-2,5
7	1231,9	1260,2	-2,2
8	1581,3	1566,5	0,9
Błąd średni dopasowania modeli			7,5

Przykładowa analiza w środowisku Ansys dla długości żerdzi 1,85 m przedstawiona została na rys. 10.



Rys. 10. Przykładowa analiza w środowisku Ansys dla długości żerdzi 1,85 m

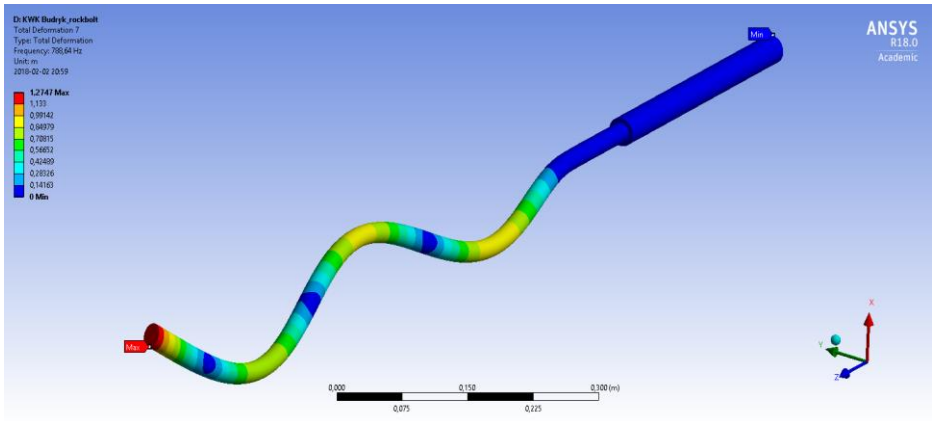
Nr 8 po wyrywaniu

Nr	Częstotliwość, w Hz		Błąd, w %
	Eksperyment	MES	
1	292,4	286,7	2,0
2	568,0	559,0	1,6
3	932,8	918,0	1,6
4	1382,2	1360,3	1,6
5	1945,7	1880,8	3,4
Błąd średni dopasowania modeli			2,2

Nr 9 po wyrywaniu

Nr	Częstotliwość, w Hz		Błąd, w %
	Eksperyment	MES	
1	103,9	102,8	1,1
2	295,2	286,7	3,0
3	571,0	559,0	2,1
4	927,8	918,0	1,1
5	1376,3	1360,3	1,2
6	1900,7	1880,8	1,1
Błąd średni dopasowania modeli			1,7

Przykładowa analiza w środowisku Ansys dla długości żerdzi 1,25 m przedstawiona została na rys. 11.



Rys. 11. Przykładowa analiza w środowisku Ansys dla długości żerdzi 1,25 m

4. PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Analizując powyższe wyniki badań można stwierdzić, iż osiągnięto bardzo dobrą zgodność w obszarze identyfikacji jakości (długości) wklejenia, Wyniki dla przypadków o tej samej długości są powtarzalne, natomiast błędy dopasowania modeli, a w konsekwencji poprawność identyfikacji i oceny jakości wklejenia żerdzi kotwiowych w warunkach ruchowych akceptowalne.

LITERATURA

[1] Li Charlie C. 2010: Principles of rock bolting in high stress rock masses, Mining & Environment, Vol. 2/1, pp. 133-143, Central Mining Institute, Poland.

[2] Tadollini S., C. 2010: Current roof bolting applications, technologies and theories in US mines, Mining & Environment, Vol. 2/1: 305-314, Central Mining Institute, Poland.

[3] Staniek A. 2012: Identification of Discontinuities in Resin Layer of Grouted Rock Bolts, Experimental Techniques, Vol. 36, No. 2, USA.

[4] Dossing O. 1988: Structural Testing, Part II: Modal analysis and Simulation, Bruel & Kjaer, Denmark.

[5] Ewins D.J. 2000: Modal Testing: theory, practice and application. Research Studies Press Ltd., England.

[6] Maia, N.M.M., Silva, J.M.M. 1997: Theoretical and Experimental Modal Analysis, Research Studies Press Ltd., England.

[7] Uhl T. 1997: Computer Aided Identification of Mechanical Models, WNT, Poland.

[8] Remington P. J. 1997: Encyclopedia of Acoustics, Vol. 2, Ch. 63, 71, pp. 715-734, 843-855, John Wiley & Sons, New York.

[9] Beard M.D., Lowe M.J.S. 2003: Non-destructive testing of rock bolts using ultrasonic waves. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences 40, pp. 527-536.

[10] Kidybiński A., Nierobisz A., Masny W. 2005: Maintenance of an opening affected by tremor enforced within nether roof strata, Proceedings of the Rockbursts 2005 Conference, 41-52, Central Mining Institute, Poland.

ABSTRACT: In the following paper results of research realized in the corridor of the coal seam no 401 in the “Budryk” coal mine are presented. The aim of research was to measure the characteristic of a pull-out test and establish the maximum pull-out force. Investigated rock bolts at different lengths were installed in the upper roof section. Additionally the method for identification of discontinuity of grouted rock bolts was utilized. The results of both approaches are compared and discussed.

Nowa generacja łączników średniego napięcia na przykładzie ognioszczelnego pola rozdzielczego oraz zespołu kompaktowego SN produkcji Elgór+ Hansen S.A.

Ireneusz Stasiak
ELGÓR+ HANSEN S. A.

Dariusz Macierzyński
ELGÓR+ HANSEN S. A.

STRESZCZENIE: W referacie przedstawiono nowe rozwiązania aparatury łączeniowej średniego napięcia (SN) w wykonaniu przeciwwybuchowym firmy Elgór+Hansen S.A. (E+H). Omówiono konstrukcje aparatury rozdzielczej na podstawie rozwiązań zastosowanych przy budowie ognioszczelnych pól rozdzielczych i dwuodpływowego zespołu kompaktowego.

SŁOWA KLUCZOWE: aparatura łączeniowa, ognioszczelne pole rozdzielcze, dwuodpływowy zespół kompaktowy

1. 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 ponad 20 lat, wysokiej jakości i niezawodności aparatury elektrycznej, rozszerza ciągle swoją ofertę o nowe produkty. Bazując na dotychczasowych doświadczeniach w konstruowaniu aparatury elektrycznej 3,3kV i 6,0kV, do zasilania wysokowydajnych kompleksów ścianowych oraz rozdziału energii w kopalnianych sieciach rozdzielczych, przedstawiamy nowe produkty, będące dopełnieniem dotychczasowej szerokiej oferty produktowej, zorientowanej na niezawodność i ekonomiczność eksploatacji.

W tym referacie przedstawiamy 2 linie produktowe firmy Elgór +Hansen:

1. Pola rozdzielcze EH-d08-W/...
2. Dwuodpływowy zespół kompaktowy EH-d03-W/6,0/II/...

2. POLA ROZDZIELCZE

Ognioszczelne pola rozdzielcze serii EH-d08-W/... są autonomicznymi łącznikami elektroenergetycznym mającym zastosowanie w podziemnych górniczych sieciach rozdzielczych średniego napięcia /6kV/ z izolowanym punktem neutralnym transformatora zasilającego.

Pola rozdzielcze są urządzeniami w wykonaniu przeciwwybuchowym i zgodnie z polskimi przepisami wykonawczymi Prawa Geologicznego i Górniczego, mogą być instalowane w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych niemetanowych i metanowych, ze stopniem „a", „b", „c" zagrożenia metanowego, oraz klasy A i B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.

Seria EH-d08-W/... pól rozdzielczych opracowana została z wykorzystaniem doświadczenia w konstrukcji elektrycznej aparatury górniczej SN opracowywanej w firmie „Elgór + Hansen" S.A. oraz zgodnie z wymaganiami dyrektywy ATEX. Certyfikat zgodności predestynuje stosowanie urządzeń w pomieszczeniach z atmosferą wybuchową grupy I kategorii M2.

Poszczególne wykonania pól rozdzielczych przeznaczone są do:

- pracy jako pojedyńcze autonomiczne pole instalowane w sieci rozdzielczej,
- instalowania w sekcji rozdzielnicy pełniąc funkcję pola zasilającego lub odpływowego,
- instalowania jako pole sprzęgłowe pełniąc funkcję sprzęgła pomiędzy sekcjami rozdzielnicy.

W zależności od wymagań stawianych przez użytkowników, a także przez wymogi przepisów determinujących wyposażenie i funkcjonalność aparatury elektrycznej, pola rozdzielcze serii EH-d08-W/... w zależności od wykonania i/lub odmiany realizują następujące funkcje:

- kontrolę rezystancji izolacji instalacji zasilanej z pola, poprzez układ próby izolacji doziemnej współpracujący z zabezpieczeniem upływowym blokującym,
- kontrolę ciągłości uziemienia zasilanego odbiornika,
- kontrolę ciągłości ekranu kabla/przewodu oponowego zasilającego odbiornik,
- monitoring czujników temperaturowych w zasilanym odbiorniku
- zasilanie jednofazowych odbiorników pomocniczych o napięciu do 230V.

Ponadto każde pole rozdzielcze EH-d08-W/... wyposażone jest w przemysłowy sterownik polowy realizujący funkcje sterownicze, zabezpieczeniowe i pomiarowe. Poprzez zabudowany w sterowniku port komunikacyjny istniej możliwość pełnej wizualizacji parametrów pracy pola, parametryzacji zabezpieczeń łącznie ze zdalnym kasowaniem ich zadziałania, oraz realizacji funkcji sterowniczych z nadrzędnego systemu dyspozytorskiego.

Pola rozdzielcze wyposażone są w układ sterownia lokalnego i zdalnego (poprzez zewnętrzne pulpity lub interfejs transmisji danych) oraz możliwość podłączenia zewnętrznych blokad technologicznych. Opcjonalne separatory iskrobezpieczne i/lub światłowodowe zabudowane wewnątrz i/lub na zewnątrz osłony ognioszczelnej umożliwiają podłączenie do pola zewnętrznych obwodów sterowniczych oraz transmisji danych.

Rozwiązanie proponowane przez firmę Elgór+Hansen wyróżnia się na tle rozwiązań konkurencyjnych między innymi następującymi cechami:

- możliwością zastosowania sterowników polowych różnych producentów dostępnych na rynku,
- minimalizacją prac konserwacyjnych z uwagi na zastosowanie wyłącznika z napędem elektromagnesowym nie wymagającego konserwacji,

- możliwością połączenia pola rozdzielczego EH-d08-W/... z rozdzielnicą innych producentów; z uwagi na niewielkie gabaryty istnieje możliwość zabudowy pola pomiędzy istniejące pola serii ..ROK…,
- niewielkimi gabarytami zewnętrznymi w stosunku do oferowanych parametrów elektrycznych.

2.1. *Budowa pola rozdzielczego*

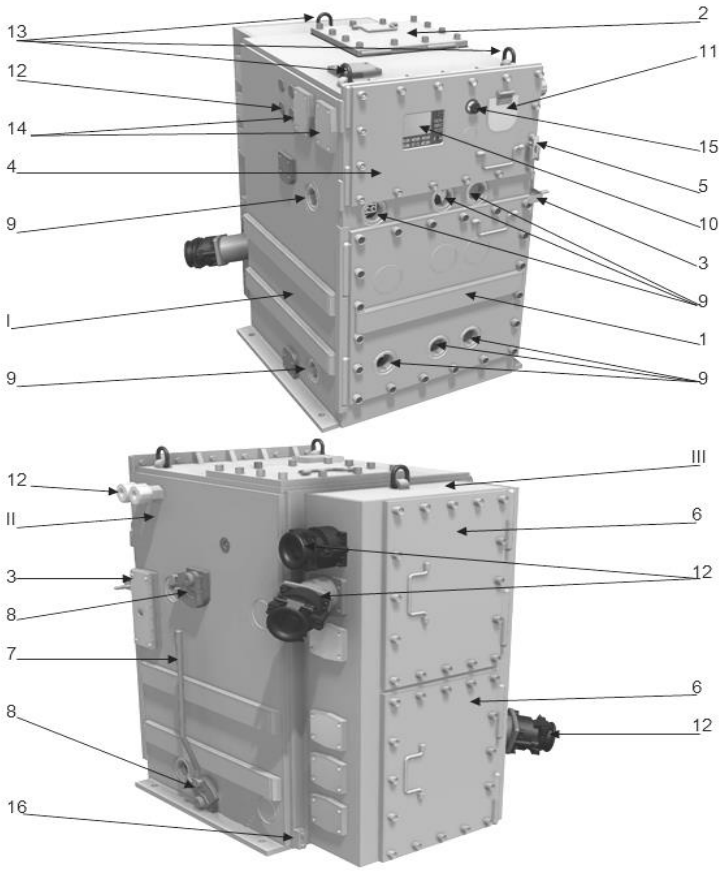
Pola rozdzielcze serii EH-d08-W/... wykonane są w oparciu o jedną zwartą osłonę ognioszczelną, a poszczególne wykonania/odmiany wynikają z różnej konfiguracji wyposażenia poszczególnych typów pól. Osłona pola podzielona jest na niezależne przedziały ognioszczelne:

- Przyłączowy dopływowy - zawierający zaciski przyłączowe obwodów głównych z możliwością podłączenia kabli i/lub przewodów oponowych oraz specjalistycznych szynoprzewodów.
- Przyłączowy odpływowy - zawierający zaciskami przyłączowe obwodów głównych z możliwością kabli i/lub przewodów oponowych oraz specjalistycznych szynoprzewodów.
- Sterowniczy - zawierający przemysłowy sterownik polowy, inne podzespoły pomocnicze oraz listwy zaciskowe z możliwością podłączenia kabli i/lub przewodów sterowniczych i pomocniczych.
- Główny - z dwuprzerwowymi odłącznikami zintegrowanymi z uziemnikami, wyłącznikiem próżniowym, transformatorem potrzeb własnych oraz czujnikami pomiarowymi i ochronnikami przepięciowymi.

Pola wykonane są w układzie jednoczłonowym. Obwód główny składa się z wyłącznika próżniowego z napędem elektromagnesowym oraz dwóch zainstalowanych na dopływie i odpływie odłączników dwuprzerwowych, zintegrowanych z uziemnikami ze sprężynowym napędem ręcznym. Konstrukcja taka zapewnia pewność działania i wysoki stopień bezpieczeństwa w trudnych warunkach podziemnych zakładów górniczych. Wysoki stopień bezpieczeństwa obsługi uzyskano także poprzez potwierdzoną badaniami odporność na wewnętrzne zwarcia łukowe oraz budowę przedziałów przyłączowych z eliminacją możliwości powstania zwarcia łukowego.

Układ blokad elektrycznych i mechanicznych uniemożliwia wykonywanie błędnych operacji łączeniowych w tym otwarcia odłączników w stanie obciążenia oraz załączenia uziemników na sieć będącą pod napięciem. Układ blokad zapewnia ponadto dostęp do przedziału głównego i sterowniczego tylko w stanie beznapięciowym dostępnych po otwarciu przedziałów podzespołów.

Funkcje sterownicze, zabezpieczeniowe i pomiarowe oraz wizualizacje stanu pracy pola realizowane są poprzez sterownik polowy do którego podłączone są obwody pomiarowe przekładników i układu pomiaru napięcia, a także pozostałe przekaźniki, zabezpieczenia i układy kontrolne.



Rys. 1. Wygląd pola rozdzielczego
Figure 1. Apperance of distribution field

I - Przedział główny
II - Przedział sterowniczy
III - Przedział przyłączowy
1 - Pokrywa główna
2 - Pokrywa przestrzeni transformatora potrzeb własnych
3 - Blokada pokrywy przedziału głównego
4 - Pokrywa przedziału sterowniczego
5 - Blokada pokrywy przedziały sterowniczego
6 - Pokrywa przedziału przyłączowego
7 - Dźwignia napędu ręcznego odłącznika/uziemnika
8 - Tarcza napędu odłącznika/uziemnika ze śrubą blokującą

9 - Wziernik do obserwacji stanu odłączników/uziemników i wskaźników napięcia

10 - Wziernik wyświetlacza sterownika polowego

11 - Manipulator/wieloprzycisk

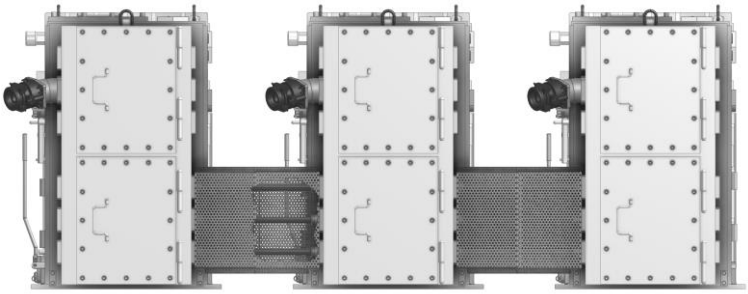
12 - Wpust kablowo-przewodowy

13 - Uchwyt transportowy

14 - Miejsce montażowe separatorów zewnętrznych

15 - Bistabilny przycisk dłoniowy awaryjnego wyłączenia

16 - Zewnętrzny zacisk uziemienia



Rys. 2. Rozwiązanie z szynoprzewodami
Figure 2. The solution with busways

Tabela 1.Parametry techniczne pola rozdzielczego
Table 1. Technical parameters of the distribution field

Typ	–	*EH-d08-W/...*
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	–	*do 630A*
Znamionowy prąd zwarciowy	–	*20kA*
Znamionowy prąd szczytowy wytrzymywany	–	*50kA*
Moc zwarciowa przyłączanej sieci	–	*200MVA*
Klasa odporności na działanie łuku elektrycznego	–	*BFLR*
Czas trwania próby narażania łukiem	–	*0,12s*
Ilość torów głównych prądowych	–	*1*
Znamionowe napięcie odpływu pomocniczego	–	*42V lub 133V lub 230V*
Masa	–	*ok. 1600kg*

3. DWUODPŁYWOWY ZESPÓŁ KOMPAKTOWY

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

Dwuodpływowy zespół kompaktowy 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.

Zespół EH-d03-W/6,0/II/... opracowany został z wykorzystaniem doświadczenia w konstrukcji poprzedniej wersji zespołu 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 szybkiego przełączania pomiędzy dostępnymi źródłami zasilania, oraz w sytuacjach awaryjnych na sprzężenie tych źródeł między sobą. Układ pracy przy sprzężonych zasilaniach zespołu dopuszczalny jest, tylko jeżeli pozwala na to układ sieci elektroenergetycznej w której zainstalowany jest dwuodpływowy zespół kompaktowy, a nastawy zabezpieczeń urządzeń zasilających zespół nie przekraczają jego dopuszczalnych parametrów znamionowych.

Każdy z odpływów zespołu kompaktowego 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 z zespołu, poprzez układ próby izolacji doziemnej współpracujący z zabezpieczeniem upływowym blokującym,

Wszystkie zabezpieczenia, przekaźnik i układy kontrolne zespołu 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 istniej możliwość pełnej wizualizacji parametrów pracy zespołu, parametryzacji zabezpieczeń łącznie ze zdalnym kasowaniem ich zadziałania, oraz realizacji funkcji sterowniczych z nadrzędnego systemu dyspozytorskiego.

Dwuodpływowy zespół kompaktowy wyposażony 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 zespołu zewnętrznych obwodów sterowniczych oraz transmisji danych.

3.1. *Budowa dwuodpływowego zespołu kompaktowego*

Dwuodpływowy zespól kompaktowy wykonany jest w oparciu o osłonę ognioszczelną składającą z trzech połączonych ze sobą komór:

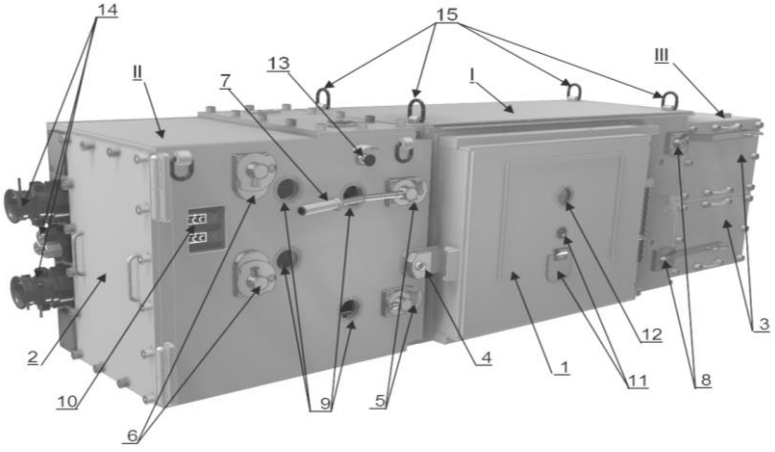
- Komorę dopływową - zawierającą zaciski przyłączowe obwodów głównych z możliwością podłączenia kabli i/lub przewodów oponowych, rozłączniki izolacyjne,

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 dwóch niezależnych torów zasilających komorę główną, a każdy tor wyposażony jest w rozłącznik izolacyjny, uziemnik szybki oraz transformator potrzeb własnych. Uziemnik podłączone są od strony zasilania zespołu i posiadają blokadę elektromechaniczna przed załączeniem na sieć będąca pod napięciem. Stan załączenia uziemników odzwierciedlony jest przez łączniki krańcowe, których obwody mogą zostać podłączone do urządzeń zasilających zespół w celu blokowania załączenia napięcia na uziemione przyłącza zespołu.

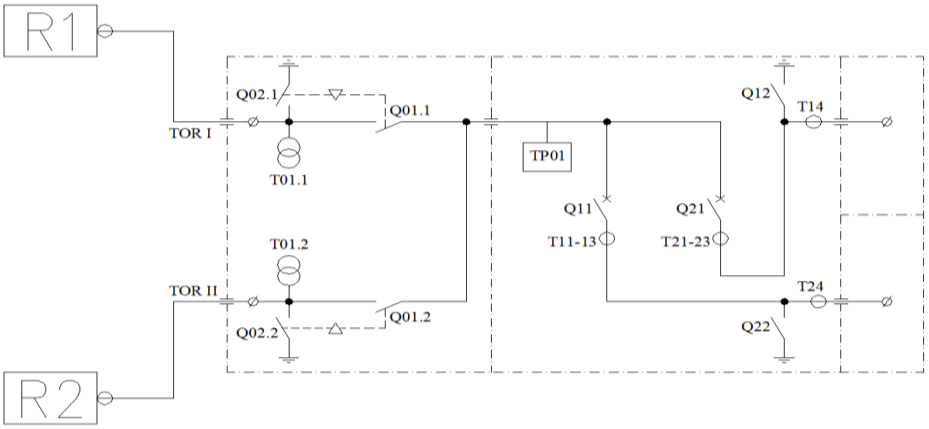
Zespól kompaktowy posiada dwa niezależne i w pełni zabezpieczone odpływy. Każdy z odpływów wyposażony jest w zabudowane w komorze głównej, wyłącznik mocy i uziemnik szybki, uziemiający instalacje od strony odpływu. Komora odpływowa składa się z dwóch niezależnych przedziałów do których dostęp możliwy 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. 3. Budowa zespołu kompaktowego
Figure 3. Construction of a compact unit

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
11 - Manipulator/wieloprzycisk
12 - Wziernik wyświetlacza koncentratora
13 - Bistabilny przycisk dłoniowy awaryjnego wyłączenia
14 - Wpusty kablowo/przewodowe
15 - Uchwyt transportowy



Rys. 4. Budowa zespołu schemat ideowy zespołu kompaktowego
Figure 4. Construction of the schematic diagram of the compact unit

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

Tabela 2.Parametry techniczne zespołu kompaktowego
Table 2. Technical parameters of the compact unit

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*

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. Proponowane pola rozdzielcze budowy przeciwwybuchowej dzięki kompaktowym gabarytom umożliwiają ich aplikację w miejscach dotychczas stosowanych od lat pól serii ..ROK... Wysokie parametry elektryczne w stosunku do kompaktowych gabarytów pól E+H, umoż-liwiają ponadto budowę rozdzielnic wielopolowych w ograniczonych przestrzeniach, dostęp-nych w podziemiach zakładów górniczych. Proponowany przez E+H dwuodpływowy zespół kompaktowy, 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. Dwuodpływowy zespół kompaktowy może być ponadto instalowany w ogólnie dostępnych pomieszczeniach ruchu zakładu górniczego, podobnie jak urządzenia niskonapięciowe, bez konieczności budowy specjalnych zamykanych komór, wnęk czy siatek. 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 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 otwarta jest 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 E+H da wymierne korzyści techniczne i ekonomiczne.

LITERATURA.

1. Instrukcja obsługi i bezpiecznego użytkowania ognioszczelnego pola rozdzielczego EH-d08 - W / .,. / I /… . ..
2. Instrukcja obsługi i bezpiecznego użytkowania dwuodpływowego zespołu kompaktowego EH-d03-W/.,./II/.....
3. Gluziński W., Krasucki F.: Elektryfikacja podziemi kopalń węgla. Część 1. Podstawy elektryfikacji oraz urządzenia i sieci wysokonapięciowe. Wydawnictwo Śląsk Katowice 1996
4. 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).
5. Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. - Prawo geologiczne i górnicze (Dz. U. z 2015 r. poz. 196, z późniejszymi zmianami).
6. 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).
7. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. W sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych. (Dz. U. Nr 139, poz. 1169, z 2006 r. Nr 124, poz. 863 oraz z 2010 r. Nr 126, poz. 855).
8. 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).
9. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 marca 2013 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy przy urządzeniach energetycznych (Dz. U. z 2013 nr 0, poz. 492 z dnia 24.10.2013 roku).

The paper presents new solutions for medium voltage (MV) switchgear in explosion proof execution of Elgór + Hansen S.A. (E + H). The construction of switchgear equipment on the basis of solutions used in the construction of flameproof distribution panels and a two-outflow compact.

Elgór + Hansen
Safety and Power

Konstrukcje łączników średniego napięcia na przykładzie ognioszczelnych pól rozdzielczych i dwuodpływowego zespołu kompaktowego

Nie chcemy być tylko ekspertem, dążymy do partnerstwa polegającego na inspirowaniu i kreowaniu rozwiązań. Prezentując korzyści ekonomiczne i techniczne oferujemy najwyższej jakości produkty o wysokim poziomie innowacyjności, indywidualnie dostosowane do potrzeb Klientów.



Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2018

Wstęp

Czynnikiem mającym bezpośredni wpływ na pewność zasilania maszyn górniczych jest aparatura rozdzielcza, instalowana w sieciach SN.
Bazując na dotychczasowych doświadczeniach w konstruowaniu aparatury elektrycznej 3,3kV i 6,0kV, do zasilania wysokowydajnych kompleksów ścianowych oraz rozdziału energii w kopalnianych sieciach rozdzielczych, przedstawiamy nowe produkty, będące dopełnieniem dotychczasowej oferty produktowej, zorientowanej na niezawodność i ekonomiczność eksploatacji.

I

Pole rozdzielcze

EH-d08-W/...



II

Dwuodpływowy zespół kompaktowy

EH-d03-W/6,0/II/...



Elgór + Hansen
Safety and Power

Ognioszczelne pole rozdzielcze typu **EH-d08-W/…**



Elgór + Hansen
Safety and Power

Ognioszczelne pole rozdzielcze typu EH-d08-W/…

- autonomiczny łącznik elektroenergetyczny do zastosowań w sieciach rozdzielczych i oddziałowych SN 6 kV z izolowanym punktem neutralnym transformatora zasilającego
- pola są w pełni chronione przez zestaw zabezpieczeń realizujących funkcje:
  - zasilanie jednofazowych odbiorników pomocniczych o napięciu do 230V
  - kontrolę ciągłości uziemienia i ekranu kabla/przewodu oponowego
  - monitoring czujników temperaturowych w zasilanym odbiorniku
  - kontrolę rezystancji izolacji instalacji zasilanej z pola
- sterownik polowy realizujący funkcje sterownicze, zabezpieczeniowe i pomiarowe
- możliwość wizualizacji parametrów pracy zespołu, parametryzacji zabezpieczeń łącznie ze zdalnym kasowaniem ich zadziałania oraz realizacji funkcji sterowniczych lokalnie jak i z nadrzędnego systemu dyspozytorskiego
- możliwość podłączenia zewnętrznych blokad technologicznych
- możliwość podłączenia do zespołu zewnętrznych obwodów sterowniczych oraz transmisji danych

- *wykonanie przeciwwybuchowe*
- *do zastosowań w wyrobiskach „a”, „b”, „c” oraz A i B*
- *konstrukcja zgodna z wymaganiami ATEX*
- *grupa I kategorii M2*



Ognioszczelne pole rozdzielcze typu EH-d08-W/…

I

Możliwość pracy jako pojedyncze, autonomiczne pole instalowane w sieci rozdzielczej

II

Możliwość instalowania w sekcji rozdzielnicy pełniąc funkcję pola zasilającego lub odpływowego

III

Możliwość instalowania jako pole sprzęgłowe pełniąc funkcję sprzęgła pomiędzy sekcjami rozdzielnicy





Elgór + Hansen
Safety and Power

Ognioszczelne pole rozdzielcze typu EH-d08-W/…

I

Możliwość zastosowania sterowników polowych różnych producentów

II

Minimalizacja prac Konserwacyjnych z (wyłącznik z napędem elektromagnesowym)

III

Możliwość połączenia pola z rozdzielnicą innych producentów

IV

Niewielkie gabaryty w stosunku do oferowanych parametrów elektrycznych



Ognioszczelne pole rozdzielcze typu **EH-d08-W/…** - budowa

Przedział główny

(dwuprzerwowe odłączniki zintegrowanyme z uziemnikami, wyłącznikiem próżniowym, transformatorem potrzeb własnych oraz czujnikami pomiarowymi i ochronnikami przepięciowymi



Przedział sterowniczy

(przemysłowy sterownik polowy, inne podzespoły pomocnicze oraz listwy zaciskowe z możliwością podłączenia kabli i/lub przewodów sterowniczych i pomocniczych)

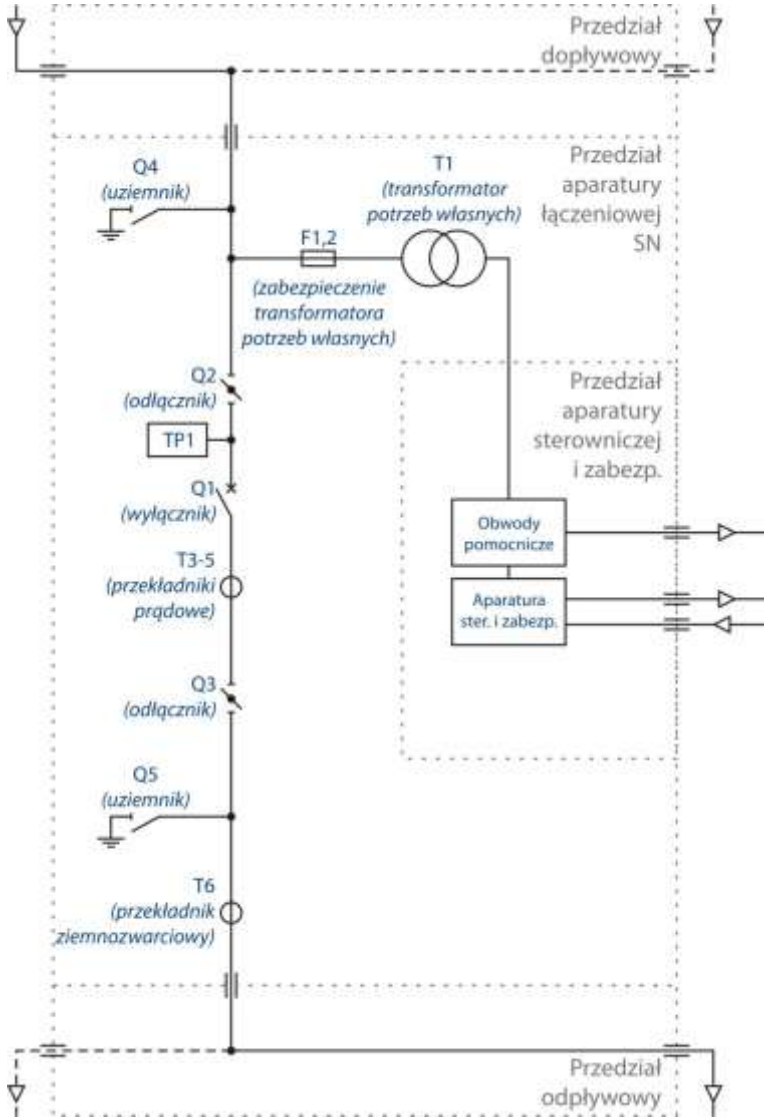


Przedział przyłączowy dopływowy

(zaciski przyłączowe obwodów głównych z możliwością podłączenia kabli i/lub przewodów oponowych oraz specjalistycznych szynoprzewodów)

Przedział przyłączowy odpływowy

(zaciski przyłączowe obwodów głównych z możliwością podłączenia kabli i/lub przewodów oponowych oraz specjalistycznych szynoprzewodów)



Ognioszczelne pole rozdzielcze typu EH-d08-W/… - opis działania

Do obsługi pola służą między innymi manipulator/wieloprzycisk oraz wyświetlacz sterownika polowego.



- schemat synoptyczny obwodów głównych
- bieżące wartości napięcia, prądów, mocy, energii
- wartości nastaw zabezpieczeń elektroenergetycznych
- stan działania zabezpieczeń i układów kontrolnych
- różne poziomy uprawnień użytkownika
- próby zadziałania i kasowanie zadziałania zabezpieczeń i układów kontrolnych
- załączanie i wyłączanie wyłącznika głównego
- obsługa sterownika: nawigacja, parametryzacja zabezpieczeń i wybór rodzaju sterowania

Ognioszczelne pole rozdzielcze typu EH-d08-W/… - przykład

I

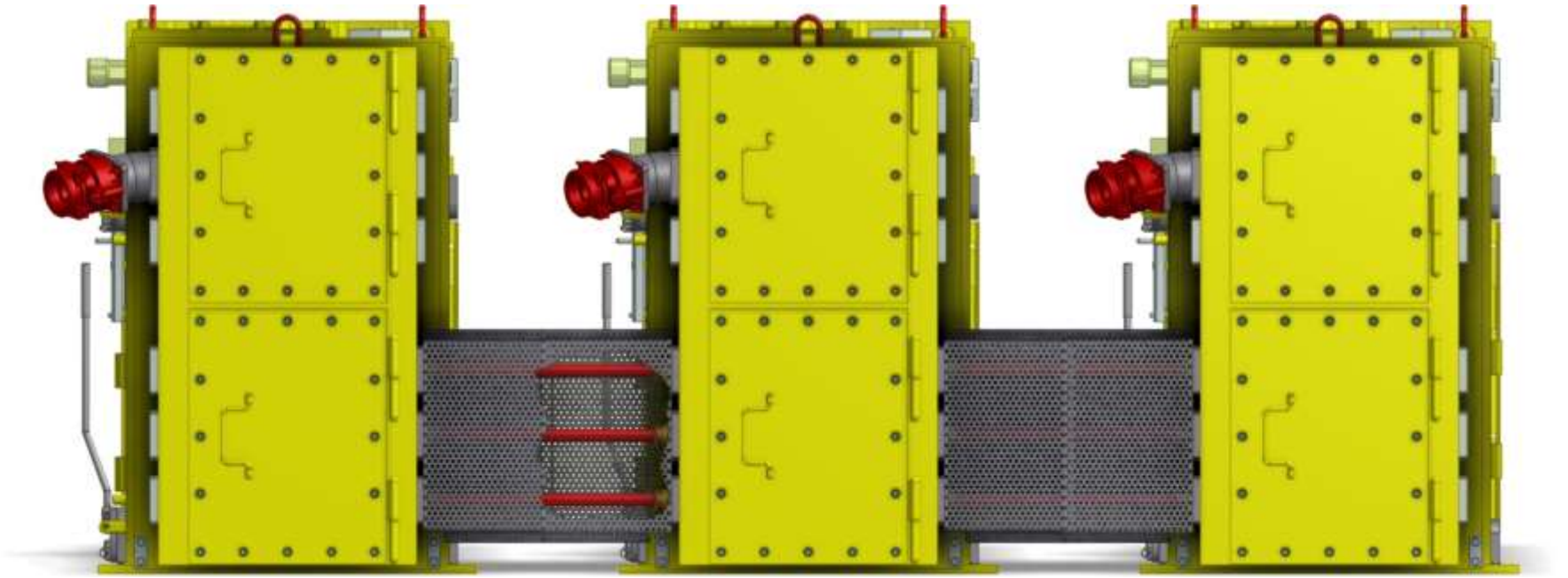
Dostępność różnych wykonań umożliwia realizację układów ognioszczelnych rozdzielnic wielopolowych

II

Pola mogą pracować jako pojedyncze pola w sieci rozdzielczej jak i realizować rozwiązania od rozdzielnic kilkupolowych do kilkusekcyjnych

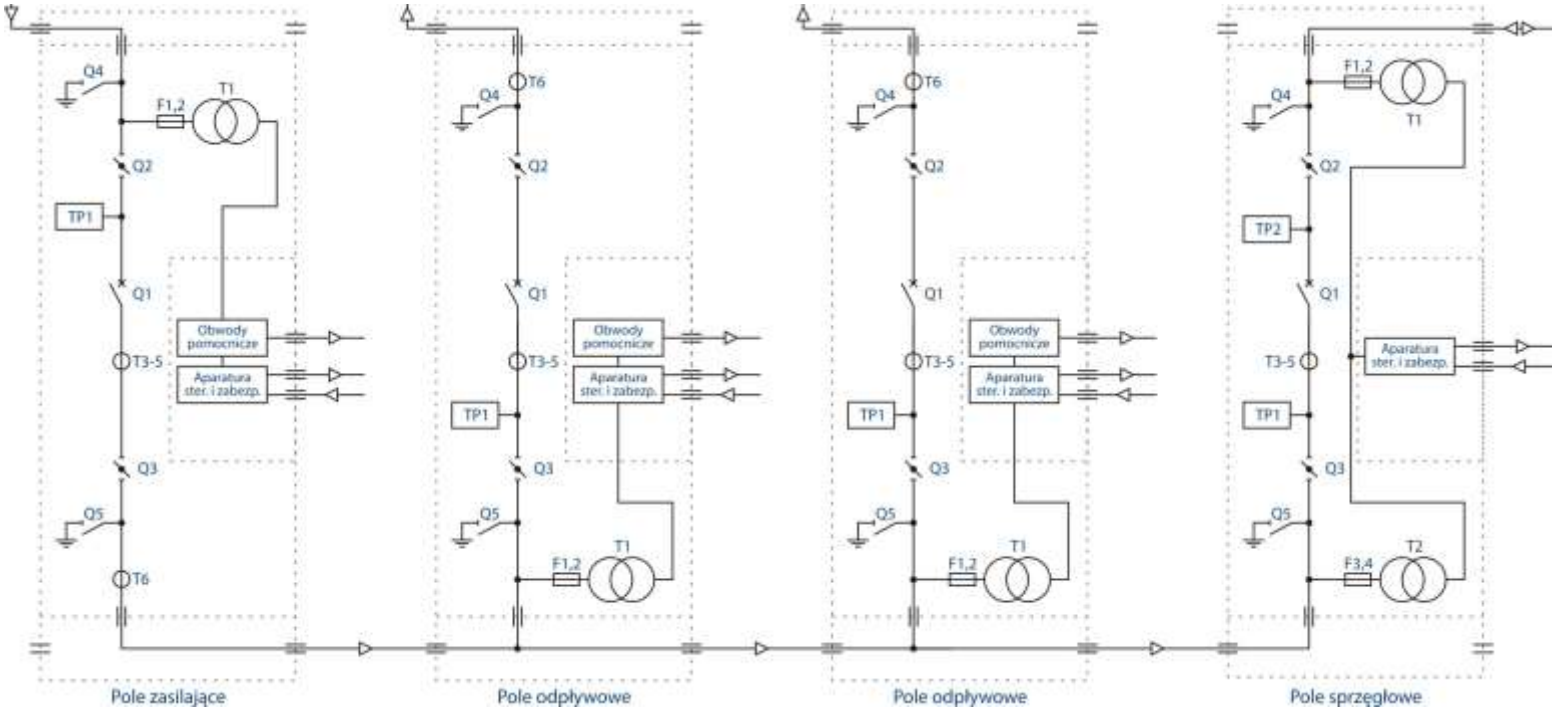
III

Dzięki zastosowaniu sterownika, zabezpieczeń i układów kontrolnych pola rozdzielcze mogą zasilać m.in. linie kablowe, stacje transformatorowe, silniki



Dla celów realizacji rozdzielnicy wielopolowej wykorzystywane są specjalistyczne szynoprzewody (brak konieczności stosowania przedziału szynowego)

Ognioszczelne pole rozdzielcze typu EH-d08-W/… - dane techniczne



Znamionowe napięcie izolacji	do 6600 V AC
Znamionowe napięcie łączeniowe	do 6600 V AC
Najwyższe napięcie robocze	7200 V AC
Częstotliwość napięcia zasilania	50/60 Hz
Znamionowy prąd obciążenia	do 630 A
Znamionowy prąd zwarciowy	20 kA
Znamionowy prąd szczytowy wytrzymywany	50 kA
Moc zwarciowa przyłączanej sieci	200 MVA
Klasa odporności na działanie łuku elektrycznego	BFLR
Czas trwania próby narażania łukiem	0,12 s
Ilość torów głównych prądowych	1
Znamionowe napięcie odpływu pomocniczego	42V,133 V lub 230 V

Ognioszczelne pole rozdzielcze - próba odporności na wewnętrzne



Elgór + Hansen
Safety and Power

Dwuodpływowy zespół kompaktowy typu EH-d03-W/6,0/II/…



Elgór + Hansen
Safety and Power

Dwuodpływowy zespół kompaktowy typu EH-d03-W/6,0/II/…

- autonomiczny łącznik elektroenergetyczny do zastosowań w sieciach rozdzielczych i oddziałowych SN 6 kV z izolowanym punktem neutralnym transformatora zasilającego
- możliwość podłączenia do komory dopływowej dwóch źródeł zasilania, szybkiego przełączania ich pomiędzy sobą, a także sprzężenia
- odpływy są w pełni chronione przez zestaw zabezpieczeń realizujących funkcje:
  - zabezpieczenia nadmiarowo prądowe, ziemnozwarciowe i napięciowe
  - kontrolę ciągłości uziemienia i ekranu kabla/przewodu oponowego
  - monitoring czujników temperaturowych w zasilanym odbiorniku
  - kontrolę rezystancji izolacji instalacji zasilanej z zespołu
- zabezpieczenia, przekaźniki i układy kontrole podłączone są do koncentratora danych wyposażonego w wyświetlacz graficzny
- możliwość wizualizacji parametrów pracy zespołu, parametryzacji zabezpieczeń łącznie ze zdalnym kasowaniem ich zadziałania oraz realizacji funkcji sterowniczych lokalnie jak i z nadrzędnego systemu dyspozytorskiego
- możliwość podłączenia zewnętrznych blokad technologicznych
- możliwość podłączenia do zespołu zewnętrznych obwodów sterowniczych oraz transmisji danych

- *wykonanie przeciwwybuchowe*
- *do zastosowań w wyrobiskach „a”, „b”, „c” oraz A i B*
- *konstrukcja zgodna z wymaganiami ATEX*
- *grupa I kategorii M2*



Dwuodpływowy zespół kompaktowy typu EH-d03-W/6,0/II/… - budowa

I

Dwa niezależne tory zasilające komorę główną

II

Tory zasilające wyposażone są w rozłączniki izolacyjne, uziemniki szybkie oraz transformatory własne

III

Uziemniki wyposażone są w blokadę elektromechaniczną przed załączeniem na sieć będącą pod napięciem

IV

Dwa niezależne w pełni zabezpieczone odpływy

V

Odpływy wyposażone są w wyłączniki mocy i uziemniki szybkie



Elgór + Hansen
Safety and Power

Dwuodpływowy zespół kompaktowy typu EH-d03-W/6,0/II/… - opis dzi

Komora główna
(wyłączniki i uziemniki obwodów głównych, aparaturę kontrolno-pomiarową, zabezpieczenia elektroenergetyczne i przekaźniki pomocnicze)

Komora dopływowa
(zaciski przyłączowe obwodów głównych z możliwością podłączenia kabli i/lub przewodów oponowych, rozłączniki izolacyjne, uziemniki, transformatory potrzeb własnych, zaciski przyłączowe obwodów pomocniczych

Komora odpływowa (2 niezależne przedziały)
(zaciski przyłączowe obwodów głównych z możliwością podłączenia kabli i/lub przewodów oponowych, zaciski przyłączowe obwodów sterowniczych i pomocniczych)



Możliwość dostępu do jednego przedziału odpływowego bez konieczności wyłączania odbiorników zasilanych z drugiego przedziału

Do obsługi zespołu służy między innymi manipulator/wieloprzycisk oraz wyświetlacz koncentratora danych.

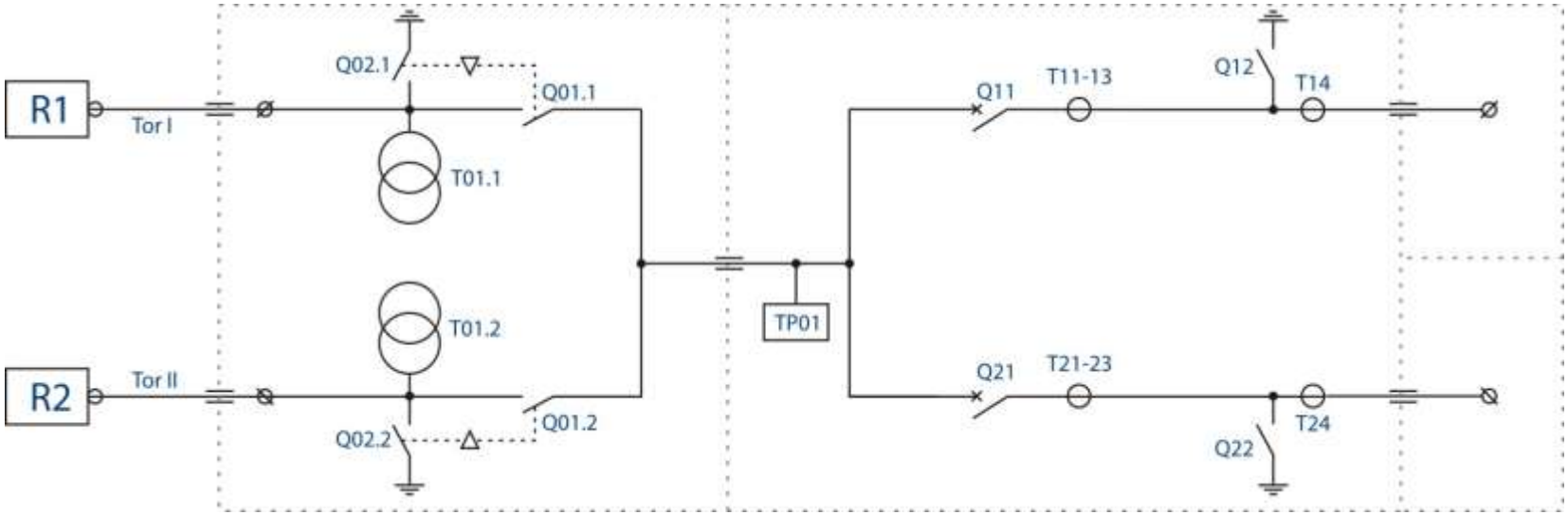


- próby zadziałania i kasowanie zadziałania zabezpieczeń i układów kontrolnych
- załączanie i wyłączanie wyłączników głównych
- obsługa koncentratora: nawigacja, parametryzacja zabezpieczeń i wybór rodzaju sterowania



- schemat synoptyczny obwodów głównych
- bieżące wartości napięcia, prądów, mocy, energii
- wartości nastaw zabezpieczeń elektroenergetycznych
- stan działania zabezpieczeń i układów kontrolnych
- różne poziomy uprawnień użytkownika

Dwuodpływowy zespół kompaktowy typu EH-d03-W/6,0/II/…



Znamionowe napięcie izolacji	do 6600 V AC
Znamionowe napięcie łączeniowe	do 6600 V AC
Najwyższe napięcie robocze	7200 V AC
Częstotliwość napięcia zasilania	50/60 Hz
Znamionowy prąd obciążenia	630 A
Znamionowy prąd ciągły pojedynczego odpływu	400 A
Znamionowy prąd zwarciowy	20 kA
Znamionowy prąd szczytowy wytrzymywany	50 kA
Moc zwarciowa przyłączanych sieci	100 MVA
Ilość torów zasilających prądowych	2
Ilość odpływów głównych	2

Konstrukcje łączników średniego napięcia - wnioski



Wysokie parametry elektryczne w stosunku do gabarytów



Budowa rozdzielnic wielopolowych w ograniczonych przestrzeniach



Szybka reakcja na zanik napięcia (możliwość przełączenia źródła zasilania)



Zespół EH-d03 może być instalowany w ogólnie dostępnych pomieszczeniach



Wysoki poziom bezpieczeństwa i niezawodność eksploatacji



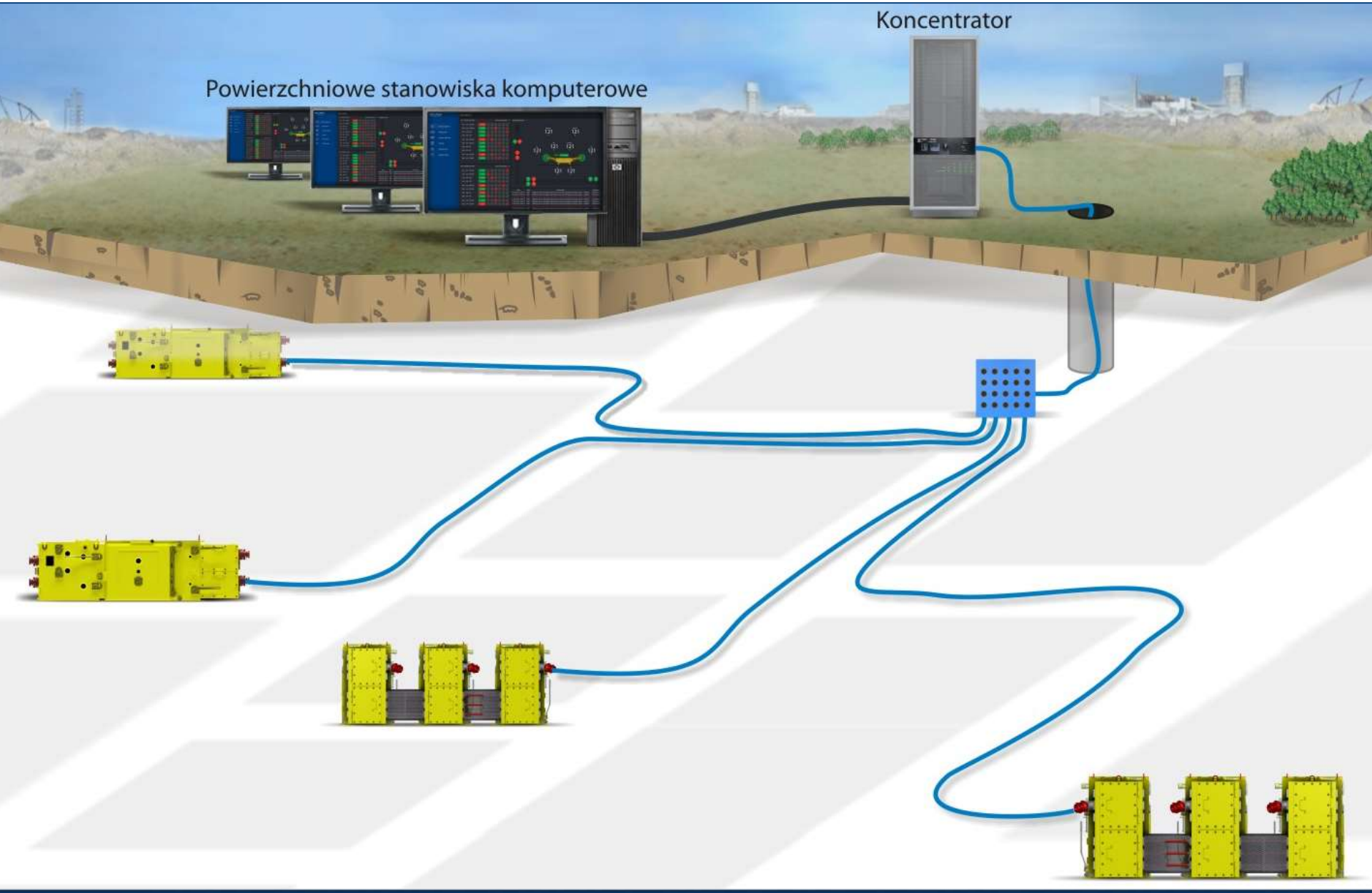
Doświadczona kadra inżynieryjna



Całodobowy serwis

Elgór + Hansen
Safety and Power

Rysunek poglądowy systemu transmisji danych do systemów dyspozyt



Elgór + Hansen
Safety and Power

Dziękujemy za uwagę

> Nie chcemy być tylko ekspertem, dążymy do partnerstwa polegającego na inspirowaniu i kreowaniu rozwiązań. Prezentując korzyści ekonomiczne i techniczne oferujemy najwyższej jakości produkty o wysokim poziomie innowacyjności, indywidualnie dostosowane do potrzeb Klientów.



Szczyrk, wrzesień 2016

Optymalizacja procesu mrożenia górotworu w aspekcie minimalizacji kosztów przy jednoczesnym wzroście wydajności

Sławomir Fabich
Joanna Świtoń
Sławomir Świtoń
Aldona Waligóra
KGHM Cuprum CENTRUM BADAWCZO-ROZWOJOWE Sp. z o.o.

STRESZCZENIE: Wyrobiska udostępniające funkcjonujące w kopalniach LGOM z racji swojej lokalizacji w mocno zawodnionych i luźnych skałach kenozoicznych wymagały stosowania specjalnej metody ich głębienia. Technologią, którą wykorzystywano od samego początku eksploatacji złoża na monoklinie przedsudeckiej było mrożenie górotworu. Od początku lat 80 ubiegłego wieku stosowana jest identyczna konfiguracja tej metody, z nieznaczną modyfikacją w roku 2000 umożliwiającą wykonanie tzw. mrożenia głębokiego. W ostatnich latach pojawiło się jednak wiele narzędzi umożliwiających modelowanie numeryczne procesu mrożenia, co w sposób szybki i stosunkowo prosty pozwala na wykonanie symulacji narastania płaszcza mrożeniowego w czasie. Z pomocą takich modeli numerycznych możliwe jest wytypowanie najbardziej efektywnej pod kątem czasowym i kosztowym konfiguracji instalacji mrożeniowej. W niniejszym artykule przedstawiono wyniki uzyskane w trakcie realizacji Zadania 4 Projektu I-MORE (w ramach programu CuBR). Optymalizacja procesu mrożenia dotyczyła aspektu jego wydajności oraz energochłonności i objęła m.in.: geometrię kręgu mrożeniowego, instalację obiegu solanki wraz ze zbiornikiem na solankę oraz parametry przepływu czynnika chłodzącego w otworach mrożeniowych jak i w Stacji Agregatów Mrożeniowych.

SŁOWA KLUCZOWE: Wyrobiska udostępniające, przygotowanie górotworu do głębienia, mrożenie górotworu

1. WSTĘP

Metoda mrożeniowa jest nieodłącznym elementem technologicznym podczas głębienia szybów w rejonie Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego. Jej stosowanie wiąże się jednak z dużymi nakładami pieniężnymi na budowę instalacji mrożeniowej oraz na jej użytkowanie podczas procesu mrożenia górotworu trwającego około 30 miesięcy. Z tej też przyczyny należy

zastanowić się nad potencjalnymi elementami instalacji, które można poddać działaniom optymalizacyjnym, tak aby nie zmniejszając poziomu bezpieczeństwa prowadzonych prac w wyrobisku szybowym możliwym było zminimalizowanie kosztów związanych z mrożeniem górotworu. Analizując ostatnio dokonane zmiany w zakresie mrożenia masywu skalnego na potrzeby głębienia szybów na przykładzie polskich kopalń rud miedzi można stwierdzić, iż w chwili obecnej stan zaawansowania technologicznego w zakresie wyposażenia i budowy Stacji Agregatów Mrożeniowych, czy konstrukcji orurowania jest optymalny. Potencjał w dziedzinie możliwej optymalizacji upatrywać można w kwestii dopasowania parametrów przepływu czynnika chłodzącego w instalacji mrożeniowej, doboru wyższej sprawności sprężarek, modyfikacji obwodu wyrównawczego solanki oraz optymalizacji średnicy kręgu otworów mrożeniowych wraz z ich liczbą w przedmiotowym kręgu.

2. OBECNIE STOSOWANA KONFIGURACJA INSTALACJI MROŻENIOWEJ

W obecnie stosowanej konfiguracji instalacji mrożeniowej średnica kręgu otworów mrożeniowych wynosi 16 m, Stacja Agregatów Mrożeniowych wyposażona jest w sprężarki dwustopniowe, co umożliwia obniżenie temperatury czynnika chłodzącego do -30ºC. Solanka w przestrzeni pomiędzy zewnętrzną a wewnętrzną rurą mrożeniową uzyskuje przepływ turbulentny. Realizowane jest to dzięki średnicy wewnętrznej rury obsadowej wynoszącej 75 mm, przy średnicy rury zewnętrznej wynoszącej 139,7 mm, oraz wydajności pomp solankowych w wysokości około 13 m^3/min. Odległości pomiędzy otworami mrożeniowymi wynoszą aktualnie 1,25 m, przy liczbie otworów wynoszącej 40 sztuk. Po roku 2000, kiedy to przystąpiono do prac związanych z głębieniem szybu R-XI zmodyfikowano system mrożenia, w celu zastosowania tzw. głębokiego mrożenia, aby objęło ono swym zasięgiem skały środkowego pstrego piaskowca. W tym celu wykonano instalację mrożeniową opartą na 40 otworach mrożeniowych umieszczonych na kręgu o średnicy 16 metrów, z czego połowa z nich wykonana była jako otwory długie, a druga połowa jako krótkie. Oznaczało to, iż do około 400 metrów skały mrożone były 40 otworami, natomiast poniżej jedynie 20 z nich. Rozwiązanie takie zastosowano również z powodzeniem w dwóch ostatnich szybach, tj. szybie SW-4 oraz GG-1, gdzie nie zaobserwowano praktycznie żadnych poważnych usterek. Drugą ważną zmianą jaką zaimplementowano było zwiększenie średnicy zewnętrznej rury mrożeniowej do 85 mm, co w połączeniu ze zwiększeniem wydajności pomp zatłaczających czynnik chłodzący do około 15 m^3/min poskutkowało prawie dwukrotnym zwiększeniem ilości zimna przekazywanego przez rurę mrożeniową do górotworu.

3. OPTYMALIZACJA KONFIGURACJI INSTALACJI MROŻENIOWEJ

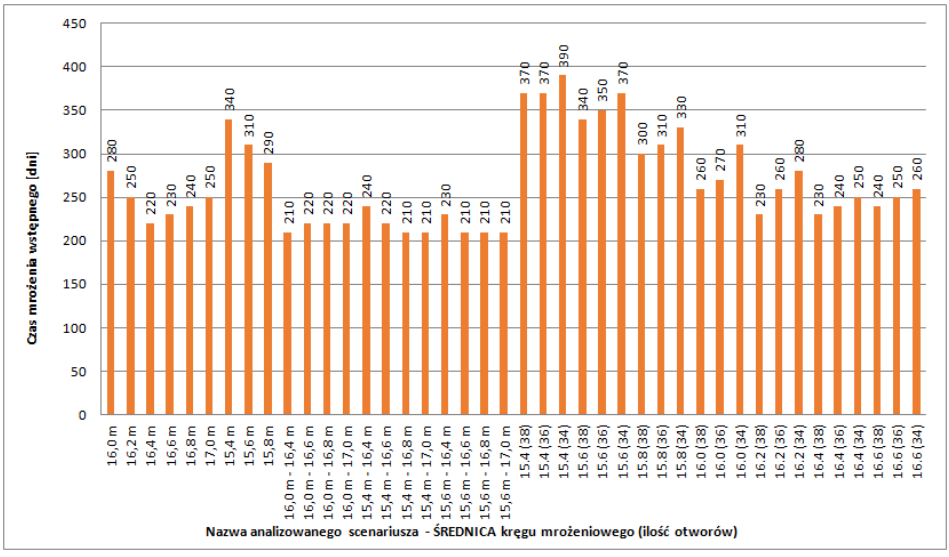
Działania związane z realizacją niniejszego tematu rozpoczęto od prac studialnych mających na celu optymalizację procesu mrożenia. Ich celem było poszukiwanie najefektywniejszej konfiguracji instalacji mrożeniowej uzyskiwanej poprzez odpowiedni dobór średnicy kręgu otworów mrożeniowych oraz liczby otworów na nim lokalizowanych. W tym celu posłużono się modelowaniem numerycznym. W pierwszym etapie zbudowano model, następnie skalibrowano go z rzeczywistym danymi pochodzącymi ze Stacji Agregatów Mrożeniowych przy szybie GG-1, po czym prowadzono prace optymalizujące geometrię kręgu otworów mrożeniowych.

3.1. Modelowanie numeryczne procesu mrożenia górotworu

Zbudowany model po skalibrowaniu go z rzeczywistymi pomiarami przyrostu płaszcza mrożeniowego w szybie GG-1 posłużył do wykonania szeregu analiz mających na celu znalezienie optymalnego pod względem długości czasu trwania, mocy Stacji Agregatów Mrożeniowych oraz kosztu całkowitego mrożenia wstępnego. Analizy te podzielono na trzy główne grupy, które wyróżniały się następującymi konfiguracjami:

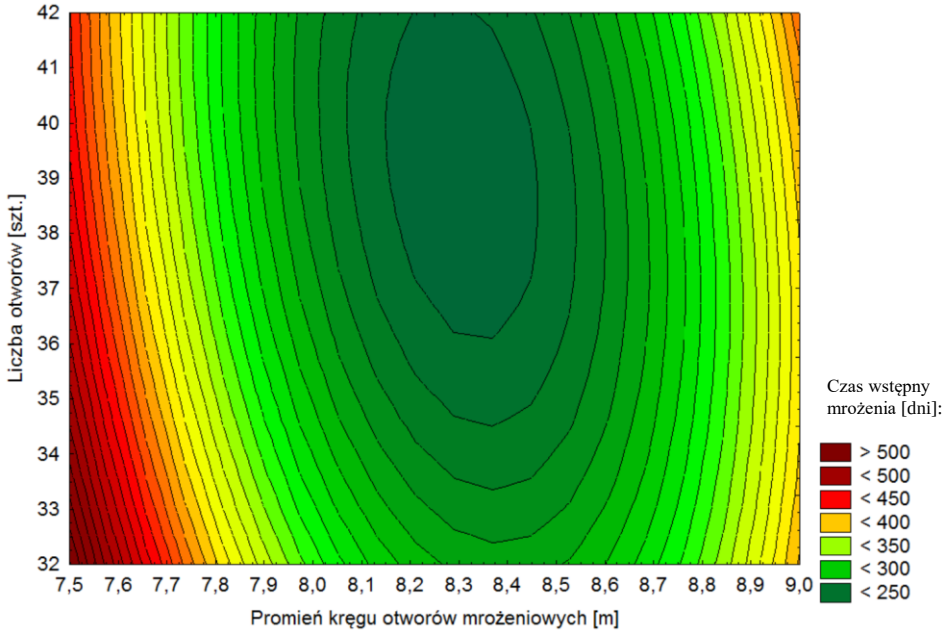
- zmienny promień kręgu otworów mrożeniowych przy zachowaniu aktualnej liczby otworów (40 sztuk);
- dwa kręgi otworów mrożeniowych o różnych promieniach;
- zmienne promienie kręgu otworów mrożeniowych oraz liczba otworów.

W każdej z powyższych grup scenariuszy modyfikowano średnicę kręgu otworów mrożeniowych w kroku co 0,2 m. Liczbę otworów mrożeniowych modyfikowano natomiast w taki sposób, aby była ona parzysta. Wynikało to z geometrii zbudowanego modelu osiowo-symetrycznego oraz z konieczności wykonania analizy w dwóch opcjach tzn. do 430 metrów pełną liczbą otworów mrożeniowych, natomiast poniżej ich połową. Takie podejście umożliwiło szacunkową ocenę czasu trwania mrożenia wstępnego w taki sposób, by proces głębienia szybu nie był wstrzymywany na skutek nieuzyskania przez płaszcz mrożeniowy wymaganych parametrów. W wyniku wspomnianego modelowania numerycznego zestawiono czasy niezbędne do uzyskania wymaganego stanu zamrożenia dla całego profilu szybowego, w porównaniu z prognozowanym postępem głębienia szybu. Kierowano się tutaj kryterium, iż w momencie dojścia spągiem wyrobiska szybowego do stropu danej warstwy musi osiągnąć ona docelowy stan zamrożenia, tj. wymaganą grubość płaszcza lub/oraz zamrożenie ociosów wyłomu tegoż wyrobiska. Sposób ten posłużył do określenia czasów opóźnienia rozpoczęcia głębienia szybu w stosunku do momentu włączenia Stacji Agregatów Mrożeniowych. Analizę taką wykonano dla każdego ze scenariuszy i zbiorcze wyniki zestawiono na wykresie (Rys. 1).



Rys. 1. Zestawienie czasów mrożenia wstępnego dla przeprowadzonych analiz
Fig.1. Initial freezing time for performed analysis

Wykorzystując wyniki modelowania numerycznego przeprowadzono analizę statystyczną w celu określenia równania opisującego zależność pomiędzy liczbą otworów mrożeniowych, promieniem kręgu otworów mrożeniowych oraz czasem mrożenia wstępnego, tj. czasem pomiędzy rozpoczęciem mrożenia a rozpoczęciem głębienia szybu. Z wykorzystaniem oprogramowania statystycznego STATISTICA 10 opracowano wykres trójwymiarowy (rys. 2).



Rys. 2. Zależność pomiędzy liczbą otworów mrożeniowych, promieniem kręgu otworów mrożeniowych a czasem wstępnym mrożenia
Fig. 2. The relationship between the number of freezing holes, the radius of the freezing holes circle and the initial freezing time

Powyższy wykres przedstawiający zależność pomiędzy czasem wstępnym mrożenia a promieniem kręgu otworów mrożeniowych oraz ilością otworów wskazuje, że optymalny promień wynosi od 8,2 do około 8,5 m, przy liczbie otworów równej od 36 do 42. Czas w tym przypadku jest mniejszy od 250 dni.
W oparciu o wyniki wszystkich przeprowadzonych analiz zauważono, iż w aspekcie optymalizacji czasu niezbędnego do uzyskania wymaganego stanu zamrożenia górotworu najbardziej efektywnymi konfiguracjami są te, gdzie:

- średnica kręgu otworów mrożeniowych wynosi 16,4 m, przy liczbie otworów 40 sztuk – czas wymagany wynosi 220 dni;
- średnica kręgu otworów mrożeniowych wynosi 16,2 lub 16,4 m, przy liczbie otworów 38 sztuk – czas wymagany wynosi 230 dni;
- średnica wewnętrznego kręgu otworów mrożeniowych wynosi od 15,4 do 16,6 m, a średnica zewnętrznego kręgu od 16,8 do 17,0 m, przy zachowaniu liczby otworów 40 sztuk – czas wymagany wynosi 210 dni.

Na podstawie powyższych wniosków stwierdzić można, iż w odniesieniu do optymalizacji czasu trwania procesu mrożenia najefektywniejszym rozwiązaniem jest wariant, w którym zastosowane zostaną dwie średnice kręgu otworów mrożeniowych. Niemniej jednak, w pozostałych dwóch konfiguracjach czasy jakie wymagane są do uzyskania odpowiedniego stopnia zamrożenia górotworu różnią się jedynie o 10 i 20 dni. W dalszym etapie prac optymalizacyjnych przeprowadzono kolejne analizy w celu wskazania modelu optymalnego pod kątem zapotrzebowania na moc chłodniczą oraz kosztów wykonania instalacji mrożeniowej.

3.2. Analiza zapotrzebowania na moc chłodniczą

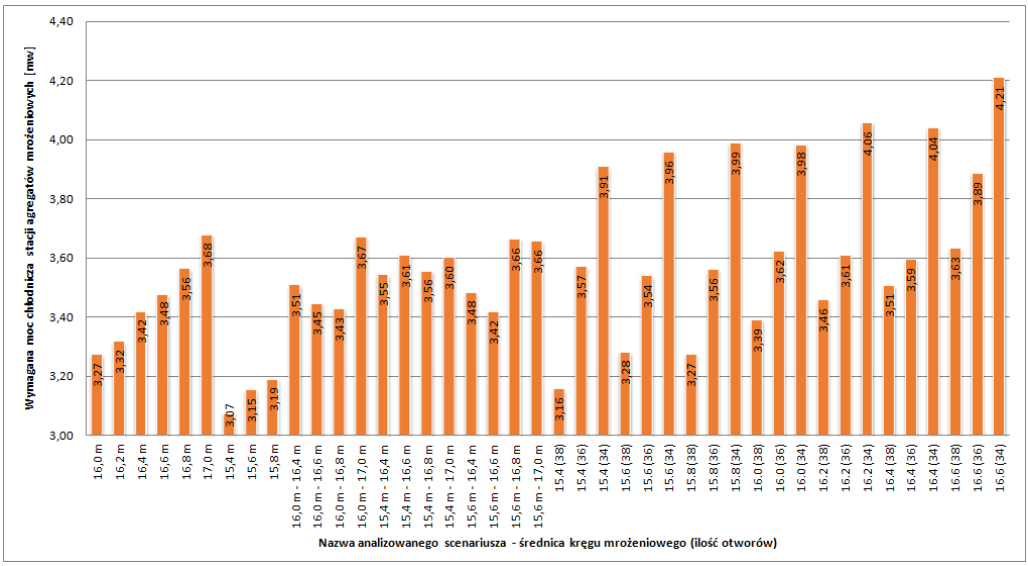
W kolejnym etapie optymalizowania procesu mrożenia górotworu z wykorzystaniem modelowania numerycznego przeprowadzono analizę zapotrzebowania systemu na moc chłodniczą. W pierwszej kolejności odczytano prędkości przepływu ciepła (zimna) z otworów mrożeniowych do górotworu. Parametr ten charakteryzuje elementarną ilość ciepła przekazaną do górotworu w jednostce czasu i wyrażony jest w watach. Omawiane obciążenie cieplne wyliczane jest dla jednego metra bieżącego rury mrożeniowej, dlatego też koniecznym było przeliczenie mocy całkowitej układu. Dokonano tego wykorzystując zależność (1) [1]:

$$P = \dot{Q} \cdot N \cdot l \,[\mathrm{W}] \tag{1}$$

gdzie:

$\dot{Q}$ – wielkość maksymalnego zarejestrowanego strumienia przepływu ciepła [W/m],
N - ilość otworów mrożeniowych [szt.],
l – długość otworu mrożeniowego (w danym pakiecie skalnym) [m].

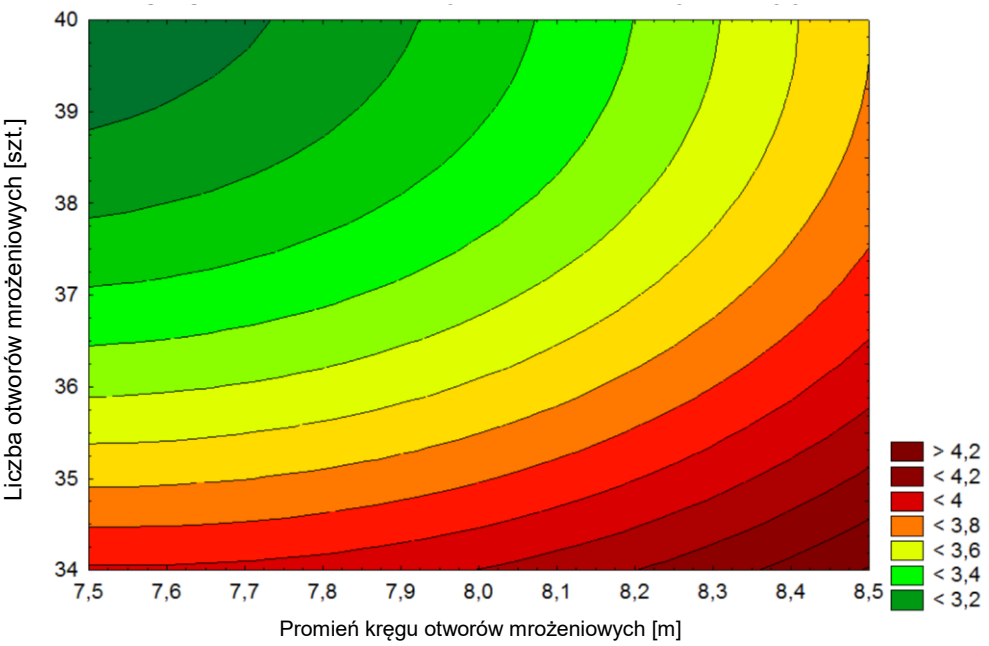
W efekcie zastosowania powyższego równania otrzymano cały szereg wartości strumienia przepływu cieplnego Q odczytanego dla każdej z warstw i dla miąższości każdej z nich (przyjętej jako długość otworów mrożeniowych). Na tej podstawie wyliczono moc całkowitą układu (z uwzględnieniem liczby otworów). Następnie zsumowano wszystkie wartości mocy, jaka wymagana jest w poszczególnych warstwach. Suma ta przyjęta została jako całkowite zapotrzebowanie na moc chłodniczą górotworu, która zaspokojona musi być przez Stację Agregatów Mrożeniowych. Wyniki tych obliczeń dla każdego scenariusza zestawiono na wykresie (Rys. 3).



Rys. 3. Zestawienie zapotrzebowania na moc chłodniczą dla analizowanych scenariuszy
Fig. 3. Comparison of cooling power demand for the analyzed scenarios

Wyniki przeprowadzonych obliczeń wskazują, iż w przypadku scenariusza bazowego, czyli stosowanego obecnie w praktyce (średnica wynosząca 16,0 m i liczba otworów mrożeniowych 40 szt.) całkowita moc chłodnicza netto wymagana do uzyskania odpowiedniego stopnia zamrożenia górotworu w określonym czasie wynosi 3,27 MW (ok. 3,5 MW brutto). Jest to zbieżne ze wcześniejszymi analizami, jakie poczyniono metodą bilansu cieplnego i zgodne z rzeczywistą mocą Stacji Agregatów Mrożeniowych zainstalowaną przy szybie GG-1. Moc ta wynosi bowiem 3,22 MW (netto). Podczas analizy otrzymanych wyników stwierdzono, iż zapotrzebowanie na moc chłodniczą rośnie wraz ze wzrostem promienia kręgu otworów mrożeniowych, przy zachowaniu stałej liczby otworów mrożeniowych w tym kręgu. Jest to zjawiskiem oczekiwanym ze względu na zwiększenie odległości pomiędzy otworami, co przekłada się bezpośrednio na wzrost strumienia cieplnego emitowanego przez każdy z otworów. Zaobserwowane wartości mocy wymaganej wahają się od 3,07 MW przy średnicy kręgu otworów mrożeniowych wynoszącej 15,4 m, do 3,68 MW przy średnicy wynoszącej 17,0 m. W przypadku scenariuszy, gdzie zastosowano dwa kręgi otworów mrożeniowych o różnych promieniach, zauważono, iż zapotrzebowanie na moc chłodniczą jest niemalże stałe i waha się od 3,42 do 3,67 MW. W wariantach rozwiązań, w których modyfikowano liczbę otworów mrożeniowych oraz średnicę kręgu otworów mrożeniowych, wraz ze wzrostem średnicy oraz zmniejszeniem liczby otworów zapotrzebowanie na moc znacząco rośnie. Spowodowane jest to zwiększaniem się odległości pomiędzy otworami, co przekłada się na większy strumień cieplny emitowany przez każdy z nich.

Po zbadaniu zapotrzebowania na moc chłodniczą przystąpiono do statystycznej analizy otrzymanych wyników. W tym celu wygenerowano wykres obrazujący zależność pomiędzy liczbą otworów mrożeniowych, promieniem kręgu otworów mrożeniowych, a zapotrzebowaniem na moc chłodniczą (rys. 4).

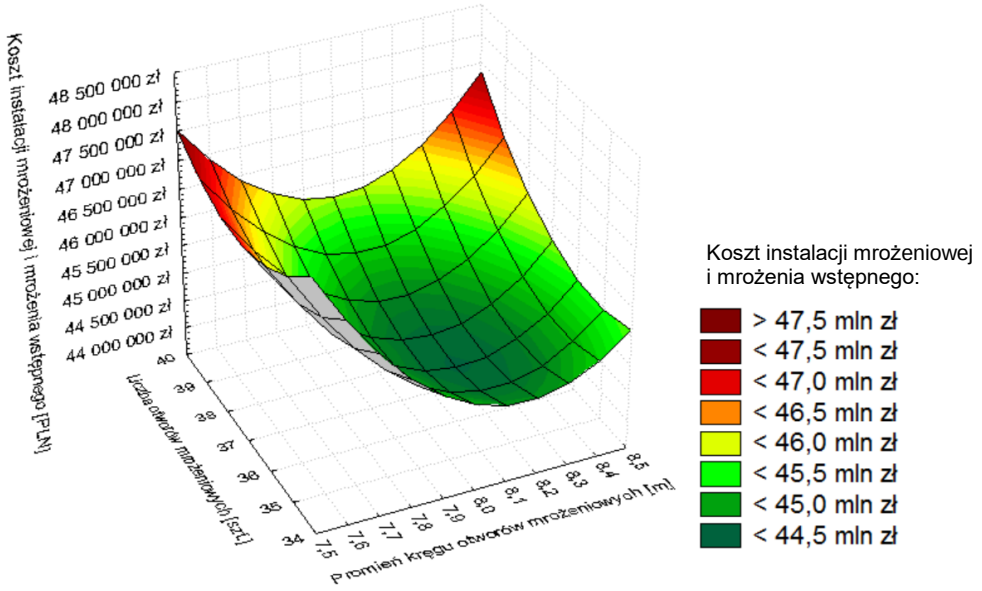


Rys. 4. Wykres zależności pomiędzy liczbą otworów mrożeniowych, promieniem kręgu otworów mrożeniowych, a zapotrzebowaniem na moc chłodniczą
Fig. 4. The graph of dependencies between the number of freezing holes, the radius of the freezing holes circle, and the demand for cooling power

Na opracowanym wykresie zaobserwować można, iż wraz ze zmniejszaniem promienia kręgu otworów mrożeniowych oraz ze zwiększaniem liczby otworów w tym kręgu zapotrzebowanie na moc chłodniczą maleje. Przy 34 otworach w kręgu mrożeniowym o promieniu wynoszącym 8,5 metra, zapotrzebowanie to przekracza 4,2 MW. Drugi biegun wartości osiągany jest przy 40 otworach rozlokowanych w kręgu mrożeniowym o promieniu 7,5 metra. Zapotrzebowanie na moc w tym wariancie wynosi 3,2 MW.
Podsumowując wyniki analizy zapotrzebowania na moc chłodniczą dla wszystkich badanych konfiguracji rozmieszczenia otworów mrożeniowych stwierdzić można, iż najmniejsze jego wartości osiągane są w momencie, gdy zachowana jest aktualna liczba otworów mrożeniowych oraz zmniejszany jest promień kręgu otworów mrożeniowych. Zapotrzebowanie na moc rośnie w momencie, gdy liczba otworów mrożeniowych jest zmniejszana, a promień kręgu otworów mrożeniowych zwiększany. Zjawisko to jest naturalne, ze względu na to, iż w sytuacji takiej rośnie odległość pomiędzy otworami mrożeniowymi, a wraz z nią ilość strumienia ciepła jaki transferowany jest przez rury mrożeniowe. Dodatkowo wyprowadzono zależność służącą do określania zapotrzebowania na moc chłodniczą w funkcji promienia kręgu otworów mrożeniowych oraz liczby otworów.

3.3. Analiza ekonomiczna przeprowadzonych badań

Po wykonaniu wszystkich dotychczasowych analiz niemożliwym było określenie w sposób jednoznaczny, która z rozpatrywanych konfiguracji pozwoli zoptymalizować proces mrożenia górotworu. W związku z tym postanowiono wykonać uproszczony model ekonomiczny, w celu wskazania wspólnego punktu odniesienia dla analizowanych przypadków. Model ten zakłada, iż połowa z liczby otworów mrożeniowych uwzględnionych w danej konfiguracji będzie miała długość 430 metrów (otwory krótkie), natomiast reszta będzie otworami długimi (do 690 m). W zbudowanym modelu ekonomicznym wzięto pod uwagę zatem koszty wykonania zarówno otworów długich jak i krótkich. Rozważono również koszty budowy Stacji Agregatów Mrożeniowych oraz koszty mrożenia wstępnego, a także koszty wynikające z opóźnienia w głębieniu szybu, czyli takie, które generowane są w sytuacji, gdy firma wybrana jako generalny wykonawca prac związanych z wykonaniem obiektu szybowego nie może rozpocząć robót, pomimo pełnej mobilizacji. Na podstawie przeprowadzonej analizy wykonano statystyczną interpretację otrzymanych wyników. Wyniki powyższej analizy przedstawiono na wykresie (rys. 5).



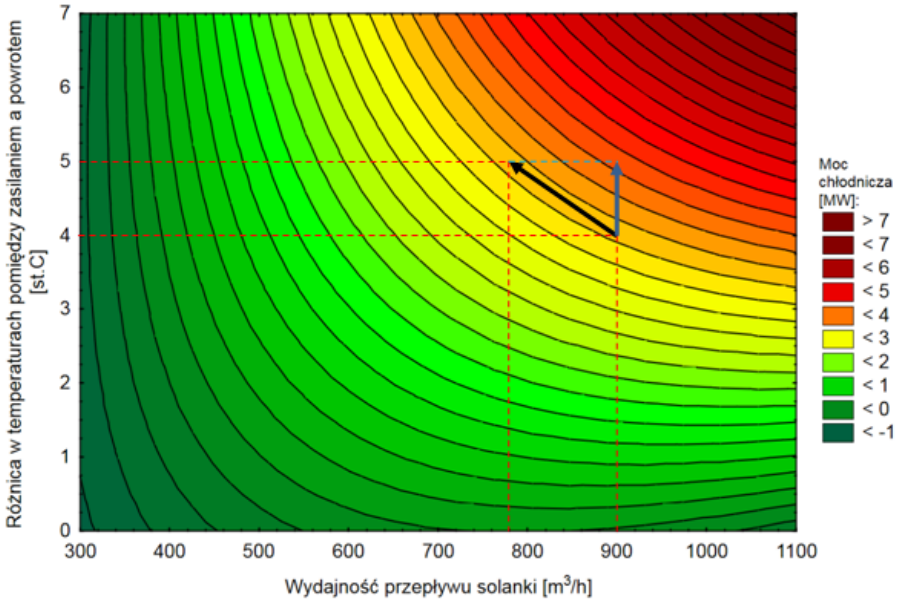
Rys. 5. Wykres zależności pomiędzy liczbą otworów mrożeniowych, promieniem kręgu otworów mrożeniowych a kosztami instalacji mrożeniowej oraz mrożenia wstępnego
Fig. 5. Graph of dependencies between the number of freezing holes, the radius of the freezing holes circle and the costs of the freezing installation and the initial freezing

Na przedstawionym powyżej wykresie zaobserwować można, iż koszty instalacji mrożeniowej oraz mrożenia wstępnego rosną w momencie, gdy średnica kręgu otworów mrożeniowych rośnie bądź maleje od wartości 16,4 m oraz wówczas, gdy liczba otworów rośnie od wartości 36.

4.MOŻLIWOŚĆ OPTYMALIZACJI PARAMETRÓW PRACY INSTALACJI SOLANKOWEJ

Parametrem, który opisuje zdolność chłodniczą funkcjonujących instalacji mrożeniowych jest wydajność cieplna, czyli ilość chłodu wyprodukowana w jednostce czasu. Chłód ten transportowany jest na pośredniczący czynnik chłodzący, przepływający w ściśle określonej ilości przez wymiennik parowników Stacji Agregatów Mrożeniowych. Zdolność chłodnicza instalacji mrożeniowej jest tym większa, im większą ilość solanki schłodzimy w danym czasie do jak najniższej temperatury. Z tego też względu bardzo ważnym jest ustalenie potrzeb w tym zakresie. Muszą one uwzględniać podstawowe, obowiązujące tu założenie, że projektowana instalacja mrożeniowa musi być zdolna do zamrożenia górotworu w różnych zastosowaniach inżynierskich. W celu określenia możliwości optymalizacji parametrów pracy instalacji solankowej dokonano statystyczną analizę danych pochodzących ze Stacji Agregatów Mrożeniowych przy szybie GG-1. Miały one na celu wyznaczenie zależności:

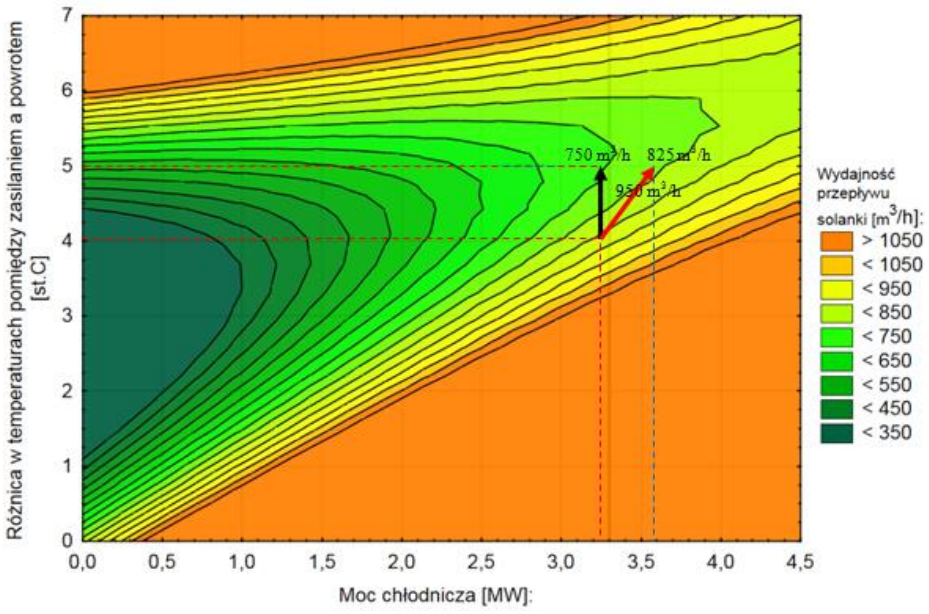
- pomiędzy mocą chłodniczą, wydajnością przepływu oraz różnicą w temperaturach pomiędzy zasilaniem a powrotem (rys. 6);
- pomiędzy wydajnością przepływu solanki, mocą chłodniczą oraz różnicą w temperaturach pomiędzy zasilaniem i powrotem(ΔT) (rys. 7).



Rys. 6. Zależność pomiędzy mocą chłodniczą a wydajnością przepływu oraz różnicą w temperaturach pomiędzy zasilaniem a powrotem – na podstawie danych ze stacji mrożeniowej przy szybie GG-1
Fig. 6. Relationship between cooling capacity and flow capacity and the difference in temperatures between the supply and return - based on data from the freezing station at the GG-1 shaft

Pierwsza zależność obrazująca zapotrzebowanie na moc chłodniczą w funkcji wydajności przepływu oraz różnicy w temperaturach pomiędzy zasilaniem a powrotem (rys. 6) ukazuje, iż bazując na stanie obecnym tj. przepływie wynoszącym około 900 m^3/h i różnicy temperatur

wynoszącej około 4 stopnie, wymagana moc chłodnicza mieści się w przedziale od 3 do 4 MW. Analizując zatem możliwości stacji przy zachowaniu stałej wartości przepływu oraz zwiększeniu różnicy temperatur pomiędzy zasilaniem, a powrotem do Stacji Agregatów Mrożeniowych do 5°C, moc stacji wzrośnie do około 5 MW. W przypadku mrożenia górotworu na potrzeby głębienia szybów taka moc stacji nie jest potrzebna. Dlatego też sprawdzono drugą zależność pomiędzy wydajnością przepływu solanki, mocą chłodniczą oraz różnicą w temperaturach pomiędzy zasilaniem a powrotem (ΔT) (rys. 7). Wynika z niej, iż przy utrzymaniu stałego zapotrzebowania na moc chłodniczą wynoszącego 3,27 MW (aktualna moc netto stacji) i zwiększeniu różnicy temperatur pomiędzy zasilaniem a powrotem (z 4 do 5 stopni Celsjusza) można zmniejszyć wydajność przepływu solanki w otworach mrożeniowych z 950 m^3/h do około 750 m^3/h.



Rys. 7. Zależność pomiędzy wydajnością przepływu solanki a mocą chłodniczą oraz różnicą w temperaturach pomiędzy zasilaniem (ΔT) – na podst. danych ze stacji mrożeniowej przy szybie GG-1
Fig. 7. The relationship between the brine flow capacity and cooling power and the difference in temperatures between the supply and return (ΔT) - based on data from the freezing station at the GG-1 shaft

PODSUMOWANIE

Szereg analiz mających na celu optymalizację konfiguracji instalacji mrożeniowej wykazał, iż modyfikacja aktualnie stosowanego rozmieszczenia otworów mrożeniowych jest możliwa i może przynieść wymierne skutki zarówno w postaci oszczędności czasu wstępnego mrożenia jak i jego kosztów. Z analizy tej wynika, iż najefektywniejszym pod kątem skrócenia czasu wstępnego mrożenia są warianty, w których zastosowane są dwie różne średnice kręgu otworów mrożeniowych. Czas ten wynosi w przypadku większości z analizowanych konfiguracji 210 dni (skrócenie z 280 dni, które stosowane są w aktualnie stosowanym rozwiązaniu). Wa-

rianty te z racji stosowania dwóch średnic kręgów otworów mrożeniowych (co znacznie utrudnia ich wykonanie oraz komplikuje konstrukcję kolektorów mrożeniowych) nie są zalecane. Wariantem, który jest znacznie prostszy do wykonania, a czas mrożenia wstępnego jest jedynie o 10 dni dłuższy jest ten, w którym średnica kręgu otworów mrożeniowych wynosi 16,4 m, a liczba otworów wynosi 40 szt. W wariancie tym wymagana moc Stacji Agregatów Mrożeniowych wynosi 3,42 MW. W momencie, gdy jako główne kryterium wyboru posłuży koszt, jaki ponoszony jest na mrożenie górotworu, najbardziej optymalnym wariantem jest ten, w którym średnica kręgu otworów mrożeniowych wzrośnie do 16,4 m, ale liczba otworów mrożeniowych zostanie zmniejszona do 36 szt. Taki stan rzeczy podyktowany jest tym, iż głównym czynnikiem generującym koszty w przypadku mrożenia górotworu jest koszt wykonania otworów mrożeniowych. W przypadku tego wariantu wymagana moc Stacji Agregatów Mrożeniowych wynosi 3,59 MW.

Podsumowując wyniki przeprowadzonych analiz danych archiwalnych pochodzących ze stacji mrożeniowej wykorzystywanej do mrożenia górotworu na potrzeby głębienia szybu GG-1, można stwierdzić, iż w momencie, gdy zapotrzebowanie na moc chłodniczą nie wzrostowi oraz przy zwiększeniu różnicy temperatur pomiędzy wejściem a wyjściem solanki z obwodu parownikowego z 4 do 5 stopni (poprzez zwiększenie wydajności układu sprężarkowego) istnieje realna możliwość obniżenia wydajności przepływu czynnika pośredniczącego w obwodzie solankowym z 950 do 750 m^3/h.

LITERATURA

[1] Windsor C.R. 1992: Cable Bolting for Underground and Surface Excavations. Rock Support, (Kaiser P.K. and McCreath D. eds), Rotterdam: A.A. Balkema, pp. 349–376.

Optimization of the Process of the Rock Mass Freezing in the Aspect of Minimizing Costs with Simultaneous Increase in Efficiency

LGOM mines are placed in saturated with water, loose Cenozoic rocks. Due to this sinking shafts require the use of a special methods of rock mass treatment. The technology that has been used since the very beginning was the artificial ground freezing. Since the beginning of the 80s of the last century, the same configuration of this method has been used, with a slight modification in 2000 allowing the implementation of the so-called deep freezing. In recent years, numerical modeling software showed up, that enables possibility to estimate rock mass freezing process. With the help of such numerical models, it is possible to select the most effective configuration of the freezing installation in terms of time and cost. This article presents the results obtained during the implementation of task 4 of the I-MORE project (as part of the CuBR program). The optimization of the freezing process will concern the aspect of its efficiency and energy intensity and include, among others: the geometry of the freezing circle, the installation of the brine circuit along with the brine tank, and the flow parameters of the brine in the freezing pipes as well as in the Freezing Plant Station.

JSW SA
Wydobywamy to, co najlepsze

Analiza pochodzenia wstrząsów wysokoenergetycznych ściany XIV w pokładzie 405/1 oraz ściany 1 w pokładzie 504 w KWK „Knurów-Szczygłowice”

Anna Terka-Nowak

1. Wstęp

Wydobywamy to, co najlepsze

Rozpoznanie przyczyn powstawania wstrząsów pozwala ustalić odpowiednie działania w ramach aktywnej profilaktyki tąpaniowej.

Równoczesne obliczenie **parametrów mechanizmu ognisk** i **parametrów źródła** pozwala na przeanalizowanie charakterystycznych cech ognisk wstrząsów oraz podanie prawdopodobnej ich przyczyny.

Analizowane wstrząsy wysokoenergetyczne pochodzą z ściany 1 w pokładzie 504 oraz z ściany XIV w pokładzie 405/1.

JSW SA
Wydobywamy to, co najlepsze

Wyznaczenie mechanizmu ognisk wstrząsów

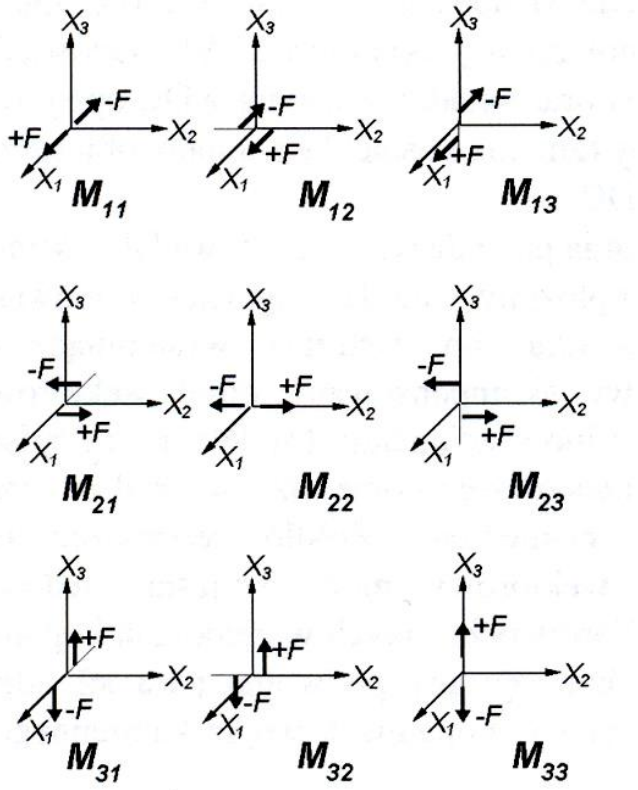
Tensor momentu sejsmicznego, opisujący ogólne źródło dipolowe ma dziewięć składowych M_{ij} i można zapisać go [4]:

- w postaci macierzy *M*o wymiarze 3 × 3, w danym układzie współrzędnych:

$$M = \begin{bmatrix} M_{11} & M_{12} & M_{13} \\ M_{21} & M_{22} & M_{23} \\ M_{31} & M_{32} & M_{33} \end{bmatrix} \qquad [2.1]$$

Wyznaczenie mechanizmu ognisk wstrząsów

•w postaci graficznej jako układ dziewięciu par sił równoważnych M_{ij} działających w ognisku wstrząsu



Rysunek 2.1 Układ dziewięciu par sił równoważnych Mij działający w ognisku wstrząsu [4]

Wydobywamy to, co najlepsze

Wyznaczenie mechanizmu ognisk wstrząsów

•w postaci wzoru który rozkłada tensor momentu na część **izotropową** (opisującą zmiany objętości w źródle) oraz **dewiatorową**, na którą składa się podwójna para sił (DBCP) i skompensowany liniowy dipol wektorowy (CLVD)

$$M = M_{ij} e_i e_j = \frac{1}{3}(M_{11} + M_{22} + M_{33})(e_1 e_1 + e_2 e_2 + e_3 e_3) +$$

centrum kompresji

$$+ \frac{1}{3}(2M_{11} - M_{22} - M_{33}) e_1 e_1 +$$
$$+ \frac{1}{3}(2M_{22} - M_{33} - M_{11}) e_2 e_2 +$$
$$+ \frac{1}{3}(2M_{33} - M_{11} - M_{22}) e_3 e_3 +$$

trzy dipole wzdłuż osi układu współrzędnych

$$+ \frac{1}{2}(M_{32} + M_{23})(e_3 e_2 + e_2 e_3) +$$
$$+ \frac{1}{2}(M_{13} + M_{31})(e_1 e_3 + e_3 e_1) +$$
$$+ \frac{1}{2}(M_{21} + M_{12})(e_2 e_1 + e_1 e_2) +$$

trzy podwójne pary sił

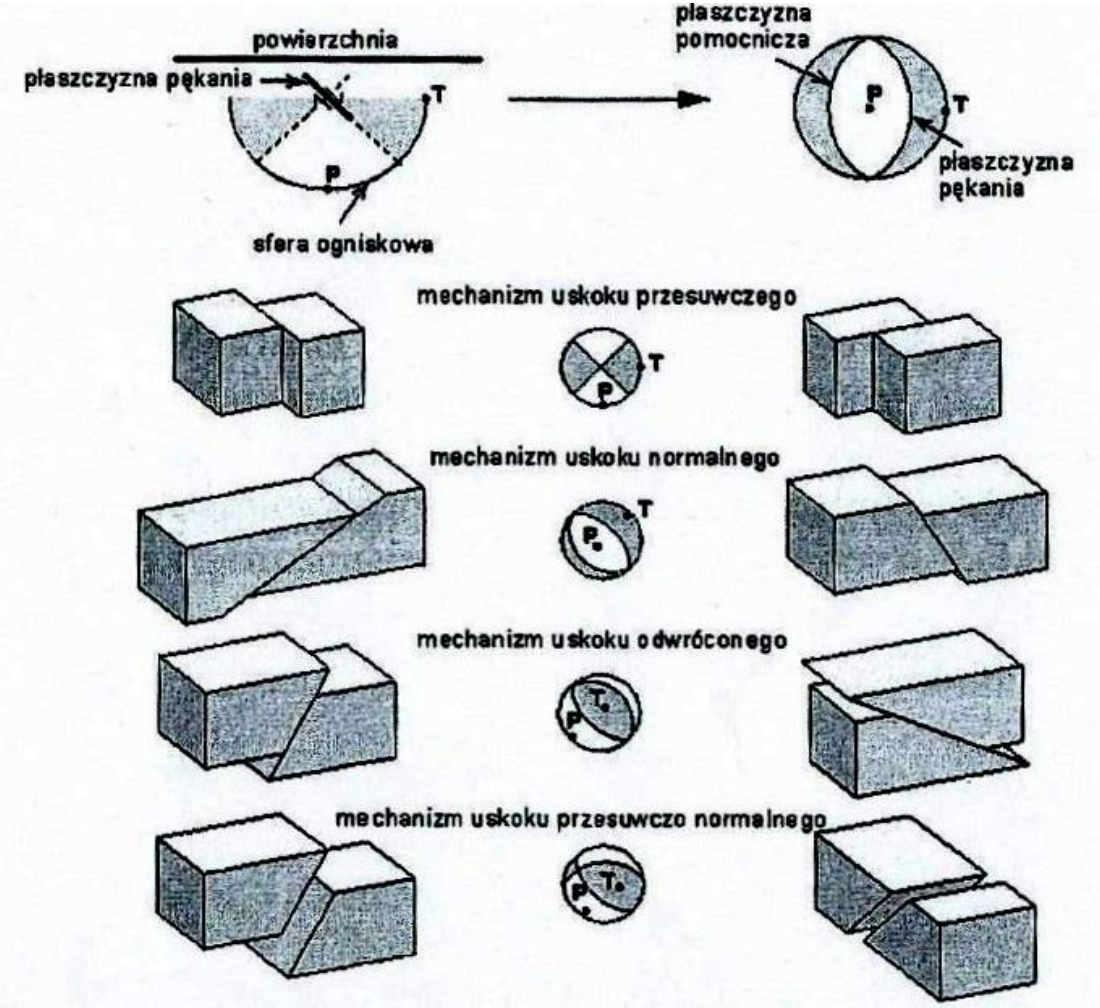
$$+ \frac{1}{2}(M_{32} - M_{23})(e_3 e_2 - e_2 e_3) +$$
$$+ \frac{1}{2}(M_{13} - M_{31})(e_1 e_3 - e_3 e_1) +$$
$$+ \frac{1}{2}(M_{21} - M_{12})(e_2 e_1 - e_1 e_2)$$

trzy skręcenia wokół osi układu współrzędnych

[2.2]

Wydobywamy to, co najlepsze

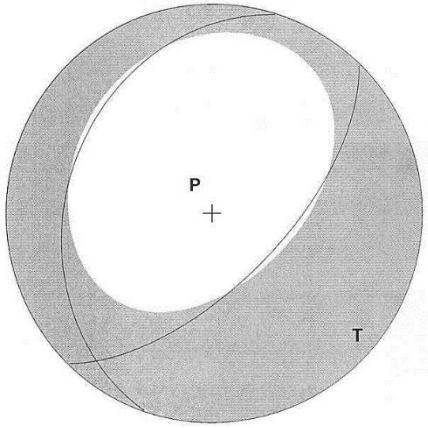
Mechanizm ognisk wstrząsów - podstawowe modele [4]



Rysunek 2.2 Mechanizm ognisk wstrząsów- podstawowe modele [4]

Program FOCI [11]

- Położenie płaszczyzn uskoku;
- Kierunki osi tensji i kompresji ;
- Dekompozycja tensora na trzy składowe: eksplozyjną/implozyjną, jednoosiowe ściskanie/rozciąganie oraz składową ścinającą;
- Moment sejsmiczny i magnituda momentu sejsmicznego;
- Składowe tensora momentu sejsmicznego.



Rozwiązanie pełne

M_{11} = **+1.02E+12** [Nm] M_{12} = **-6.23E+11** [Nm] M_{13} = **-1.58E+12** [Nm]
M_{21} = **-6.23E+11** [Nm] M_{22} = **+1.99E+12** [Nm] M_{23} = **+8.60E+11** [Nm]
M_{31} = **-1.58E+12** [Nm] M_{32} = **+8.60E+11** [Nm] M_{33} = **-2.63E+12** [Nm]

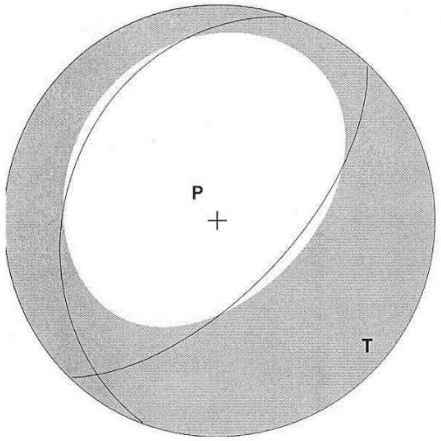
Czas rozrywu: **67.3** [ms]
Moment sejsmiczny: **2.36E+12** [Nm]
Całkowity moment sejsmiczny: **3.10E+12** [Nm]
Błąd wyznaczenia: **1.68E+11** [Nm]
Magnituda momentu sejsmicznego: **2.2**

Składowe tensora:
EXPL: **4.6%** CLVD: **-29.3%** DBCP: **66.1%**

Płaszczyzny nodalne (trend / zagłębienie / kierunek) :
Płaszczyzna A: **44.3° / 62.6° / -77.4** Płaszczyzna B: **198.4° / 29.9° / -112.9°**

Trendy osi (trend / zagłębienie) :
Oś P: **341° / 70°** Oś T: **125° / 17°** Oś B: **218° / 11°**

Współczynnik jakości rozwiązania: **59%**
Klasyfikacja: **Uskok normalny**



Rozwiązanie o śladzie zerowym

M_{11} = **+1.07E+12** [Nm] M_{12} = **-6.09E+11** [Nm] M_{13} = **-1.76E+12** [Nm]
M_{21} = **-6.09E+11** [Nm] M_{22} = **+2.07E+12** [Nm] M_{23} = **+1.01E+12** [Nm]
M_{31} = **-1.76E+12** [Nm] M_{32} = **+1.01E+12** [Nm] M_{33} = **-3.15E+12** [Nm]

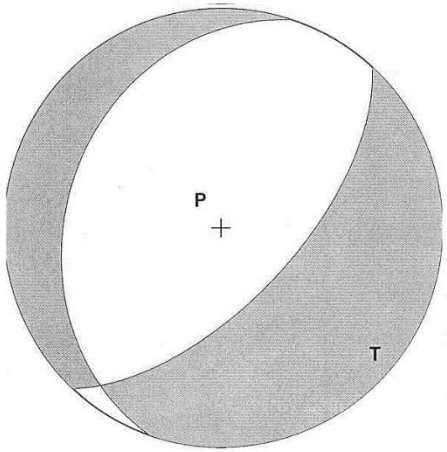
Czas rozrywu: **67.3** [ms]
Moment sejsmiczny: **2.88E+12** [Nm]
Całkowity moment sejsmiczny: **3.49E+12** [Nm]
Błąd wyznaczenia: **1.63E+11** [Nm]
Magnituda momentu sejsmicznego: **2.3**

Składowe tensora:
CLVD: **-34.8%** DBCP: **65.2%**

Płaszczyzny nodalne (trend / zagłębienie / kierunek) :
Płaszczyzna A: **43.6° / 62.7° / -78.4** Płaszczyzna B: **199.4° / 29.5° / -111.4°**

Trendy osi (trend / zagłębienie) :
Oś P: **338° / 70°** Oś T: **125° / 17°** Oś B: **218° / 10°**

Współczynnik jakości rozwiązania: **65%**
Klasyfikacja: **Uskok normalny**



Rozwiązanie ścinające

M_{11} = **+5.53E+11** [Nm] M_{12} = **-1.11E+12** [Nm] M_{13} = **-1.31E+12** [Nm]
M_{21} = **-1.11E+12** [Nm] M_{22} = **+1.74E+12** [Nm] M_{23} = **+1.01E+12** [Nm]
M_{31} = **-1.31E+12** [Nm] M_{32} = **+1.01E+12** [Nm] M_{33} = **-2.30E+12** [Nm]

Czas rozrywu: **67.3** [ms]
Moment sejsmiczny: **2.88E+12** [Nm]
Całkowity moment sejsmiczny: **2.88E+12** [Nm]
Błąd wyznaczenia: **2.07E+11** [Nm]
Magnituda momentu sejsmicznego: **2.3**

Składowe tensora:
DBCP: **100.0%**

Płaszczyzny nodalne (trend / zagłębienie / kierunek) :
Płaszczyzna A: **43.0° / 62.7° / -78.4** Płaszczyzna B: **198.8° / 29.5° / -111.4°**

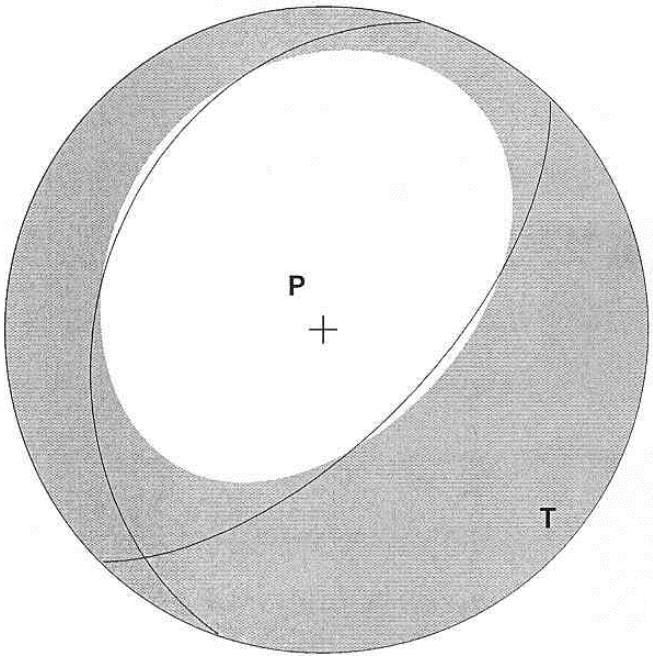
Trendy osi (trend / zagłębienie) :
Oś P: **338° / 70°** Oś T: **124° / 17°** Oś B: **218° / 10°**

Współczynnik jakości rozwiązania: **48%**
Klasyfikacja: **Uskok normalny**

JSW SA
Wydobywamy to, co najlepsze

Rysunek 2.3 Przykładowe rozwiązanie parametrów mechanizmu ogniska wstrząsu

2. Mechanizm ognisk wstrząsu



M_{11} = **+1.02E+12** [Nm] M_{12} = **-6.23E+11** [Nm] M_{13} = **-1.58E+12** [Nm]
M_{21} = **-6.23E+11** [Nm] M_{22} = **+1.99E+12** [Nm] M_{23} = **+8.60E+11** [Nm]
M_{31} = **-1.58E+12** [Nm] M_{32} = **+8.60E+11** [Nm] M_{33} = **-2.63E+12** [Nm]

Czas rozrywu: **67.3** [ms]
Moment sejsmiczny: **2.36E+12** [Nm]
Całkowity moment sejsmiczny: **3.10E+12** [Nm]
Błąd wyznaczenia: **1.68E+11** [Nm]
Magnituda momentu sejsmicznego: **2.2**

Składowe tensora:

EXPL: **4.6%** CLVD: **-29.3%** DBCP: **66.1%**

Płaszczyzny nodalne (trend / zagłębienie / kierunek) :

Płaszczyzna A: **44.3°** / **62.6°** / **-77.4**

Płaszczyzna B: **198.4°** / **29.9°** / **-112.9°**

Trendy osi (trend / zagłębienie) :
Oś P: **341°** / **70°** Oś T: **125°** / **17°** Oś B: **218°** / **11°**

Współczynnik jakości rozwiązania: **59%**

Klasyfikacja: **Uskok normalny**

Rysunek 2.4 Rozwiązanie pełne mechanizmu ogniska wstrząsu

Parametry wstrząsów sejsmicznych

Kompleksowa analiza źródła wstrząsu może być wykonana po przeprowadzeniu **fourierowskiej transformacji** zmierzonych wychyleń cząstek ośrodka w domenie czasu na domenę częstotliwości.

Dla modelu ogniska Brune'a określa się dwa parametry (niskoczęstotliwościowy poziom spektralny Ω_0, częstotliwość narożna $f_{0)}$, na podstawie których oblicza się fizyczne parametry ogniska

Fizyczne parametry ogniska

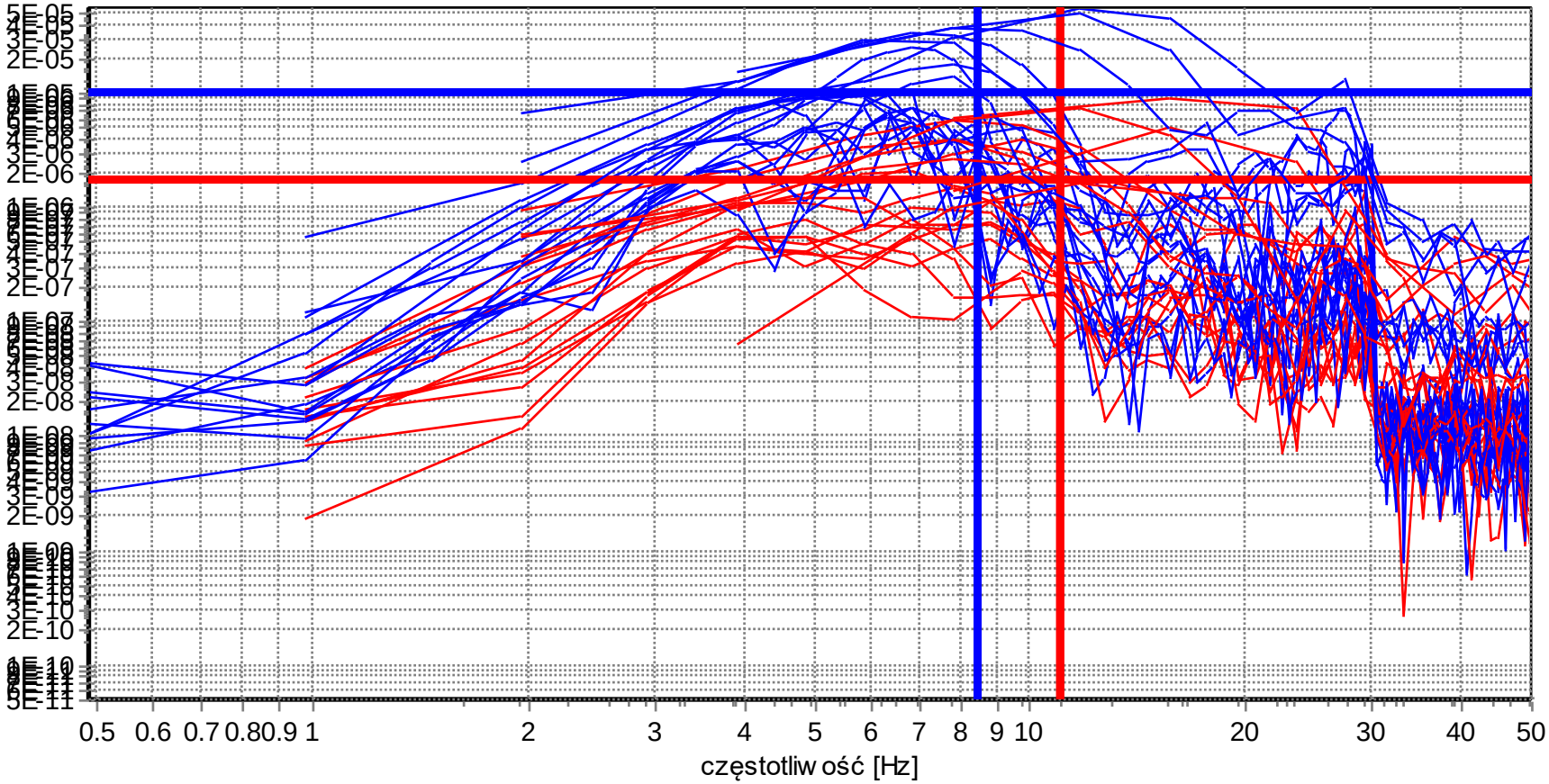
- Częstotliwość narożna, Hz
- Moment sejsmiczny, Nm
- Promień ogniska, m
- Spadek naprężeń,
- Energia spektralna, J:
- Średnie przemieszczenie w ognisku, m

3. Parametry wstrząsów sejsmicznych

Spektralne parametry źródła wybranych wstrząsów obliczono za pomocą sejsmogramów Sieci Sejsmologicznej przy zastosowaniu programu SEJSGRAM.

Program MULTILOK posłużył do obliczenia parametrów źródła. Widmo amplitudowe obliczono za pomocą przebiegów przemieszczeniowych i na płaskiej części widma wyznaczono poziom spektralny Ω_0 oraz punkt przecięcia części płaskiej i nachylonej określający częstotliwość narożną f_0.

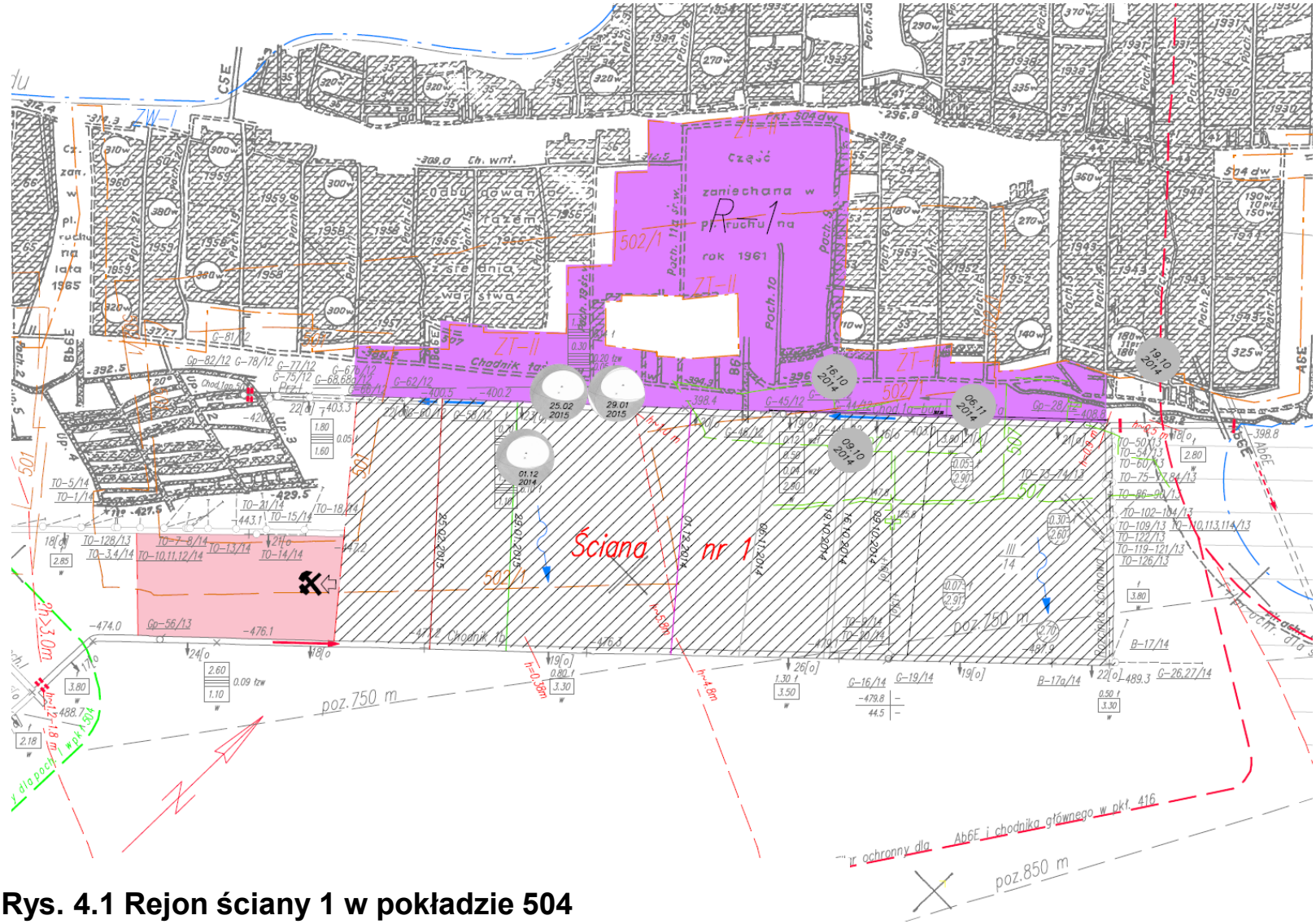
3. Parametry wstrząsów sejsmicznych



Rysunek 3.1 Przykładowe widmo przemieszczeniowe z zaznaczonym poziomem niskoczęstotliwościowym i częstością narożną wstrząsu

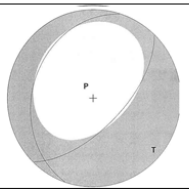
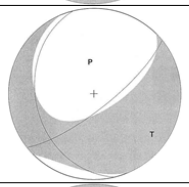
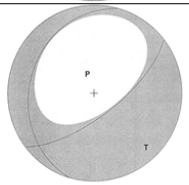
4. Wyniki

JSW SA
Wydobywamy to, co najlepsze



Rys. 4.1 Rejon ściany 1 w pokładzie 504

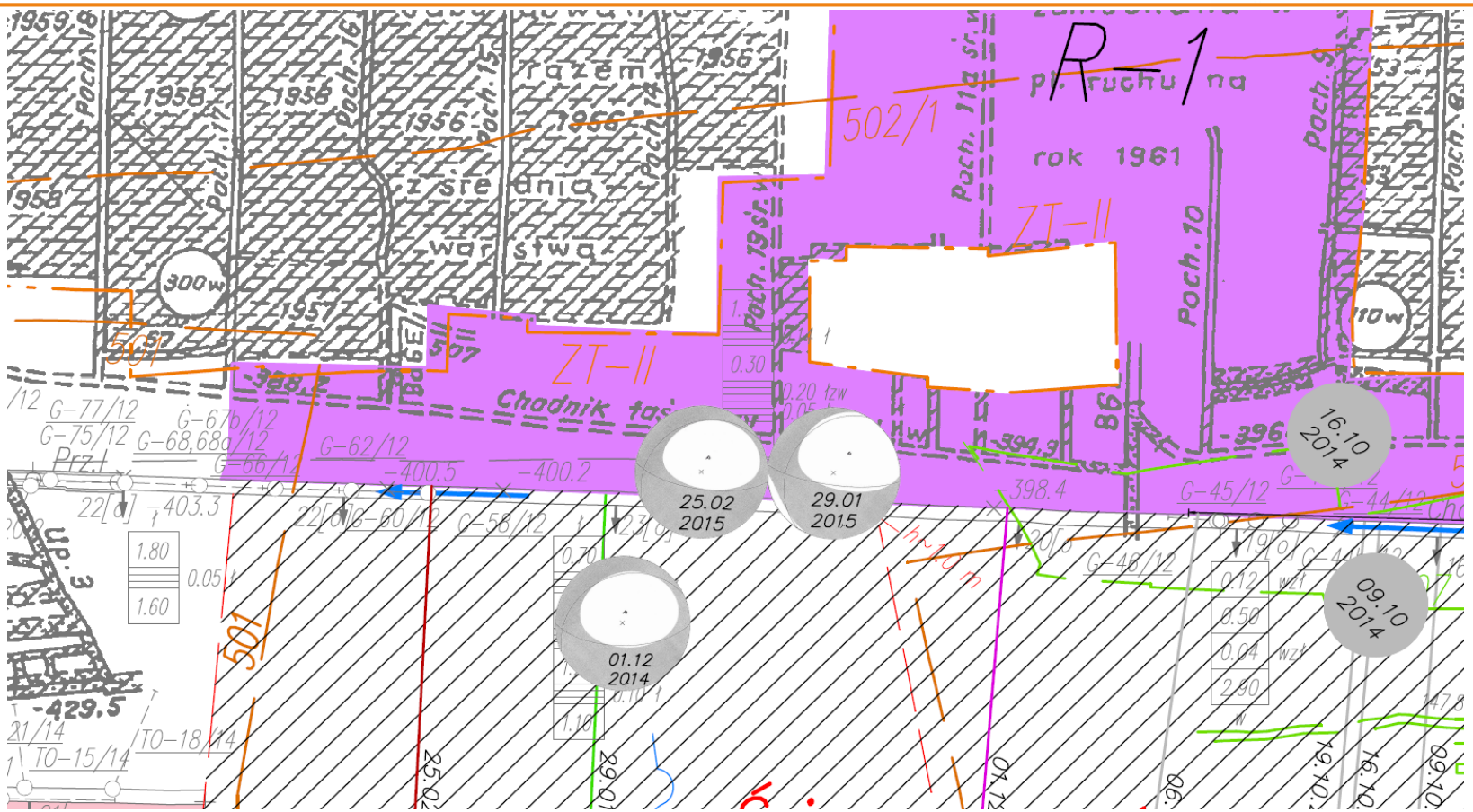
4. Wyniki

Data	Czas	Energia	Położenie ogniska	Współ. jakości rozwiązania	Płaszczyzny nodalne		Osie naprężeń		Składowe tensora			Mechanizm ogniska	Graficzny model ogniska
					A ϕ°/δ°/λ°	B ϕ°/δ°/λ°	P ϕ°/δ°	T ϕ°/δ°	ISO	CLVD	DBCP		
2014-12-01	20:18	2,0E+06	Przed frontem ściany	59%	44/63/-77	198/30/-113	314/70	125/17	5	-29	66	Uskok normalny	
2015-01-29	11:59	2,0E+06	Za frontem ściany - na granicy zrobów i resztki	63%	51/75/-61	166/32/-151	355/51	119/24	-8	-27	65	Uskok normalny	
2015-02-25	00:06	4,0E+06	Za frontem ściany - na granicy zrobów i resztki	58%	53/69/-75	169/26/-124	347/63	131/22	11	-16	73	Uskok normalny	

Tab. 4.1 Zbiorcze zestawienie parametrów mechanizmu ognisk wstrząsu dla ściany 1 w pokładzie 504

Analizowane wstrząsy dla ściany 1 w pokładzie 504 charakteryzowały się dominującą składową ścinającą

4. Wyniki



Rys. 4.2 Rejon ściany 1 w pokładzie 504 – ogniska wstrząsów

Azymuty płaszczyzn nodalnych były wyraźnie równoległe do resztki R-1

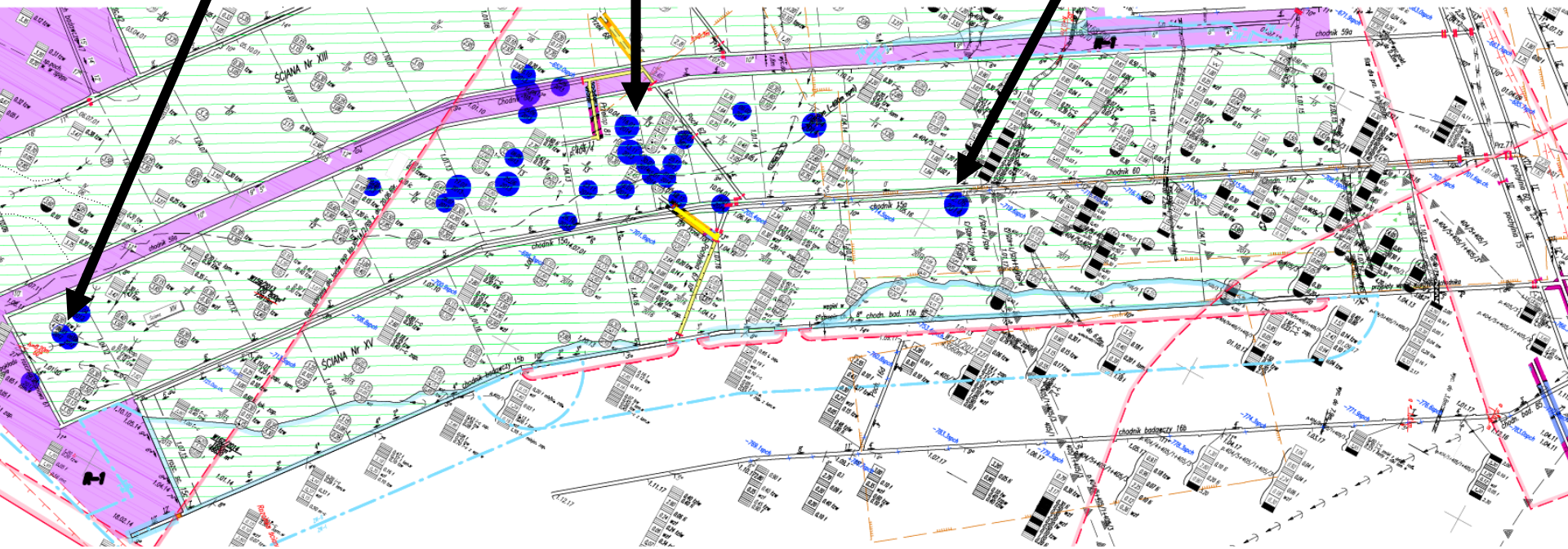
Wydobywamy to, co najlepsze

Rejon ściany XIV pokł.405/1

6.04.2012r.,
energia 2,0E+05J

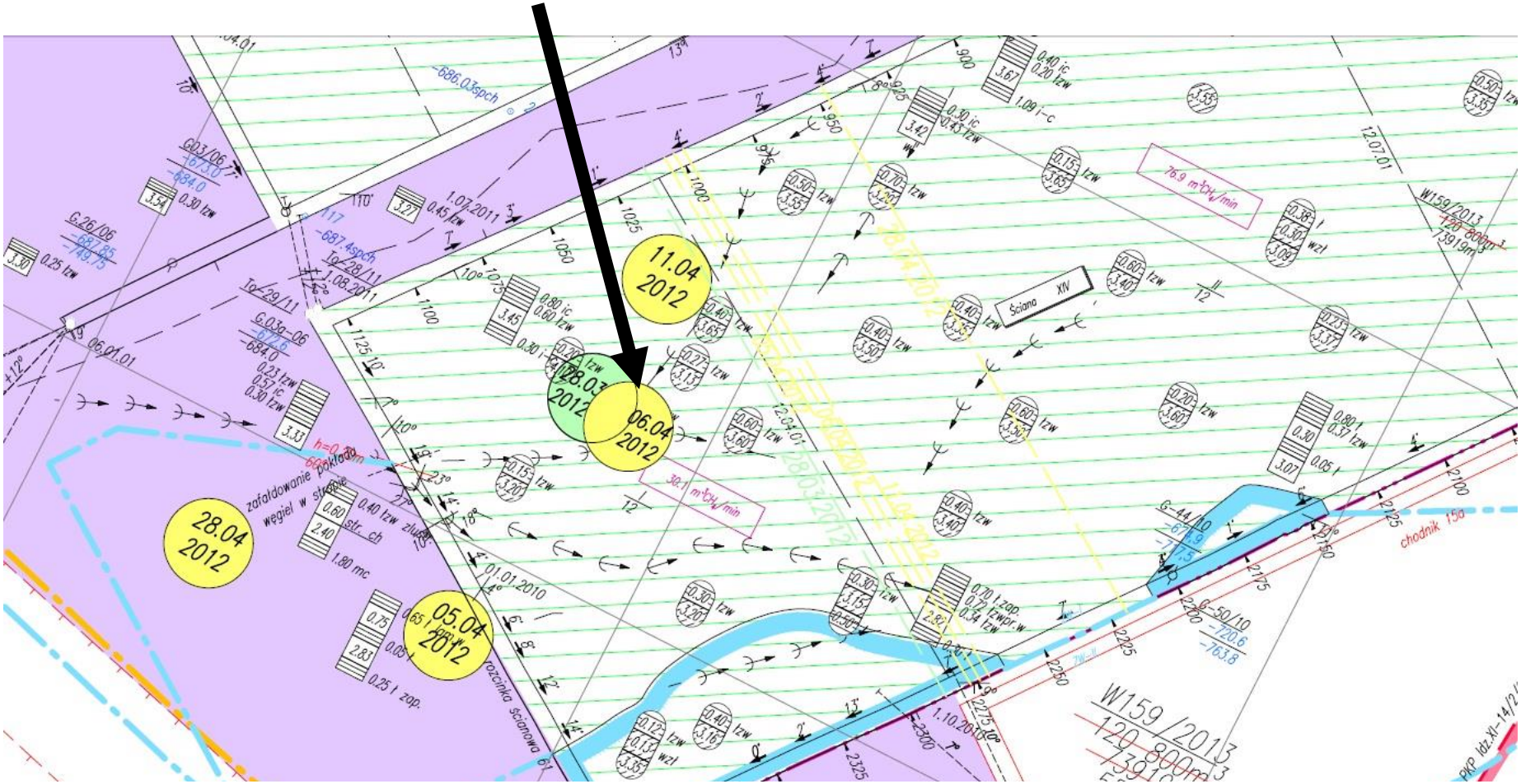
16.01.2014r.
energia 4,0E+06J

12.06.2014r.,
energia 2,0E+06



Rys. 4.3 Rejon ściany XIV w pokładzie 405/1

Ściana XIV w pokładzie 405/1
Wstrząs z 6.04.2012r., godzina 16.45, energia 2,0E+05



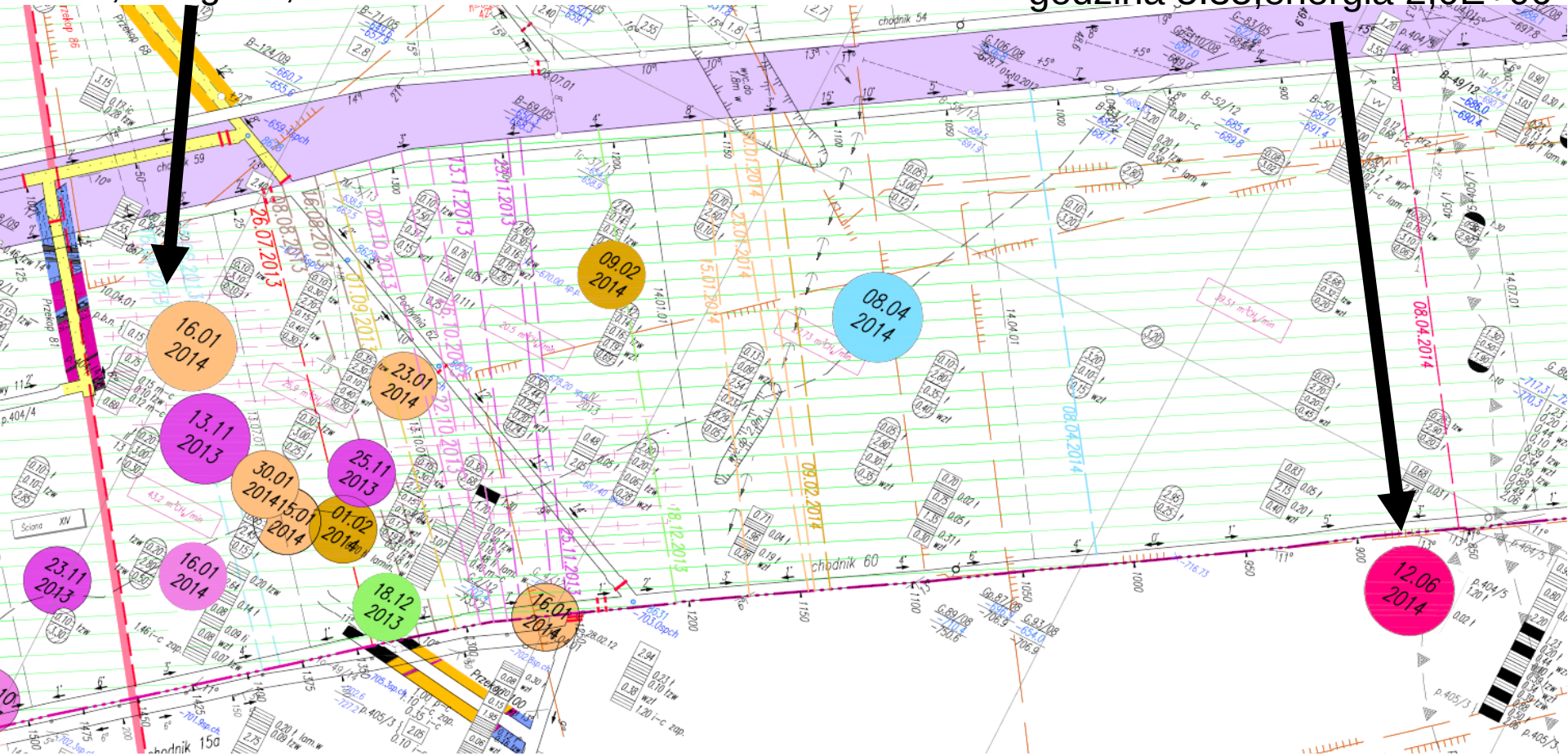
Rys. 4.4 Rejon ściany XIV w pokładzie 405/1 – wstrząs z 6.04.2012

JSW SA
Wydobywamy to, co najlepsze

Ściana XIV w pokładzie 405/1

Wstrząs z 16.01.2014r., godzina 2.19,energia 4,0E+06

Wstrząs z 12.06.2014r., godzina 5.35,energia 2,0E+06



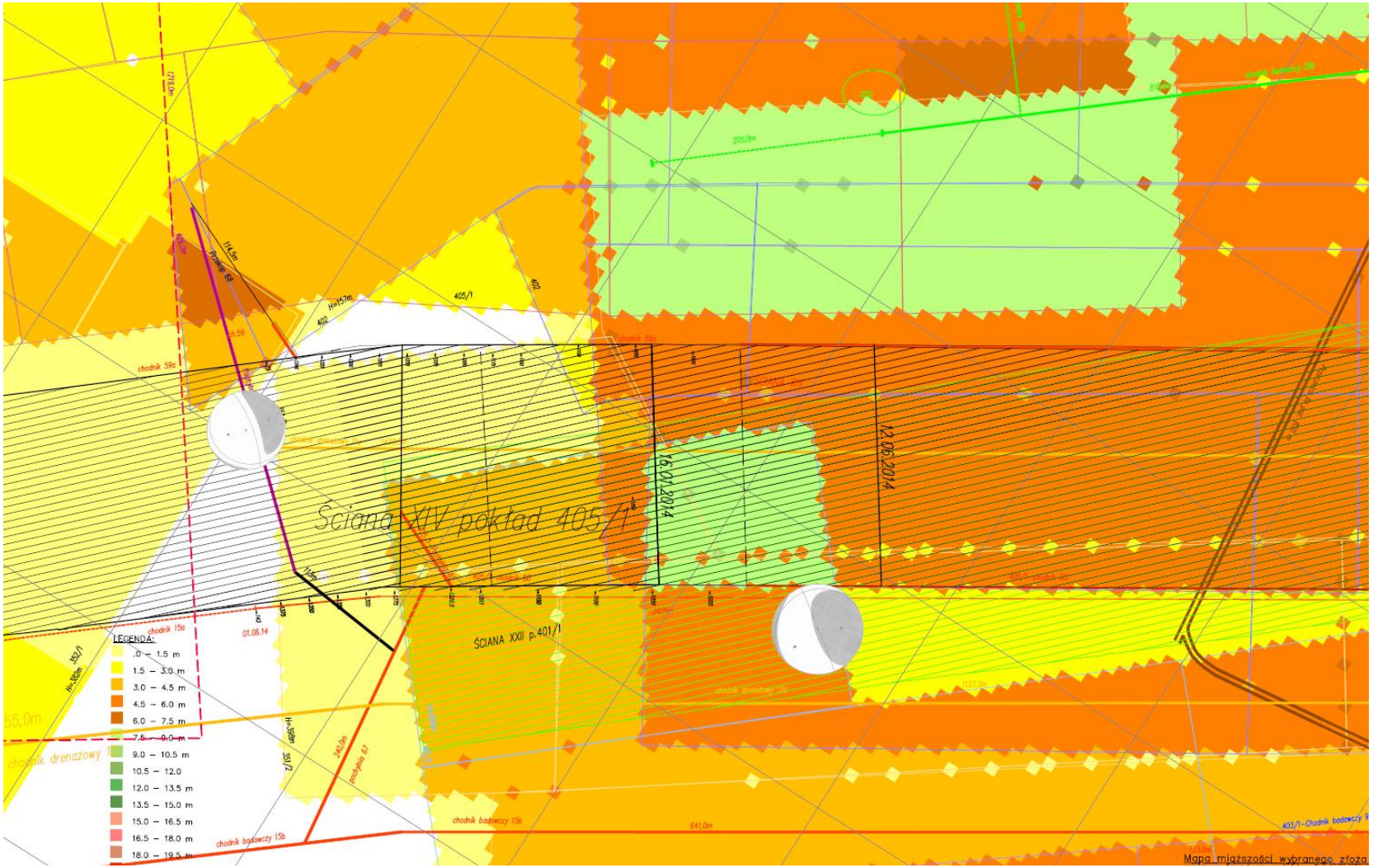
Rys. 4.5 Rejon ściany XIV w pokładzie 405/1 – wstrząs z 16.01.2014 i 12.06.2014

4. Wyniki

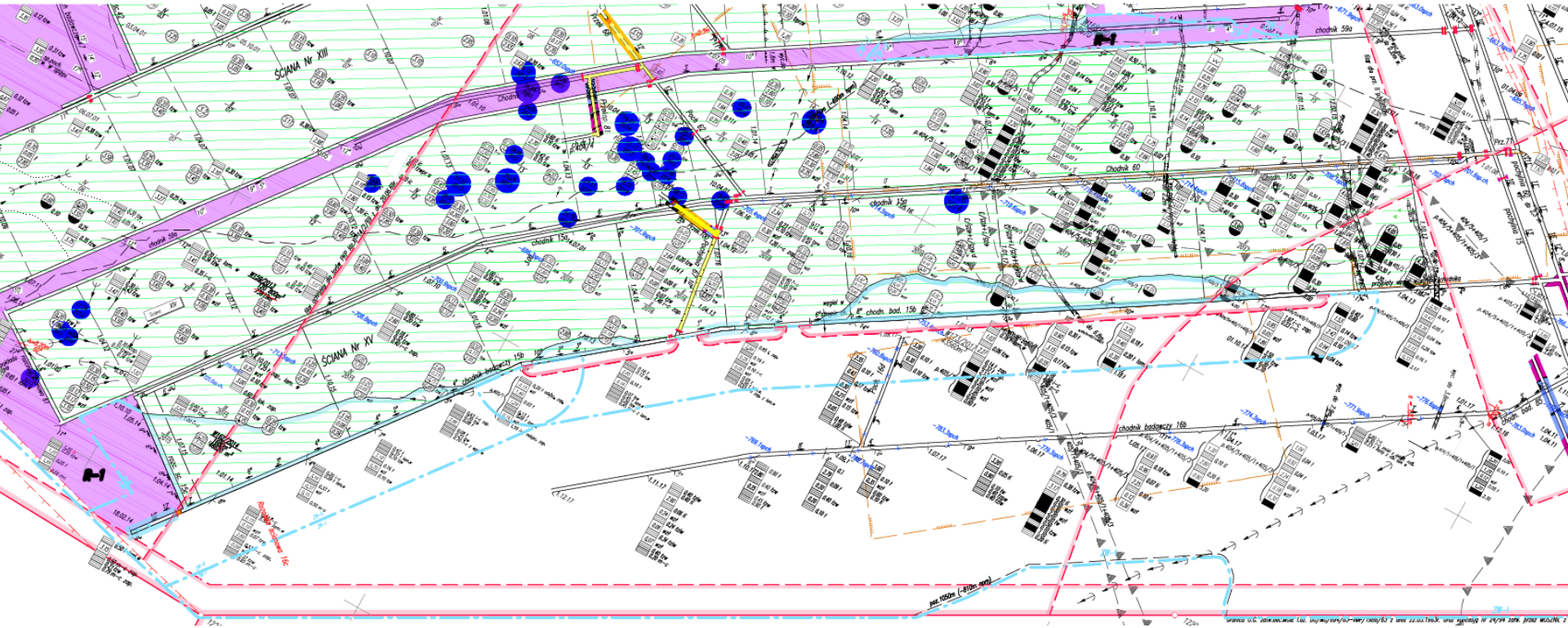
Data	Czas	Energia	Położenie ogniska	Współ. jakości rozwiązania	Płaszczyzny nodalne		Osie naprężeń		Składowe tensora			Mechanizm ogniska	Graficzny model ogniska
					A Φ°/δ°/λ°	B Φ°/δ°/λ°	P Φ°/δ°	T Φ°/δ°	ISO	CLVD	DBCP		
2012-04-06	16:45	2,0E+05	Za frontem ściany - w zrobach	12%	226/60/95	36/30/82	312/15	148/74	24	19	57	Uskok odwrócony	
2014-01-16	02:19	4,0E+06	Za frontem ściany - w zrobach	40%	306/88/-104	209/14/-8	202/45	49/42	11	33	57	Uskok normalny	
2014-06-12	05:35	2,0E+06	Za frontem ściany - poza zrobami	42%	308/76/-78	88/18/-128	233/58	28/30	-28	-22	50	Uskok normalny	

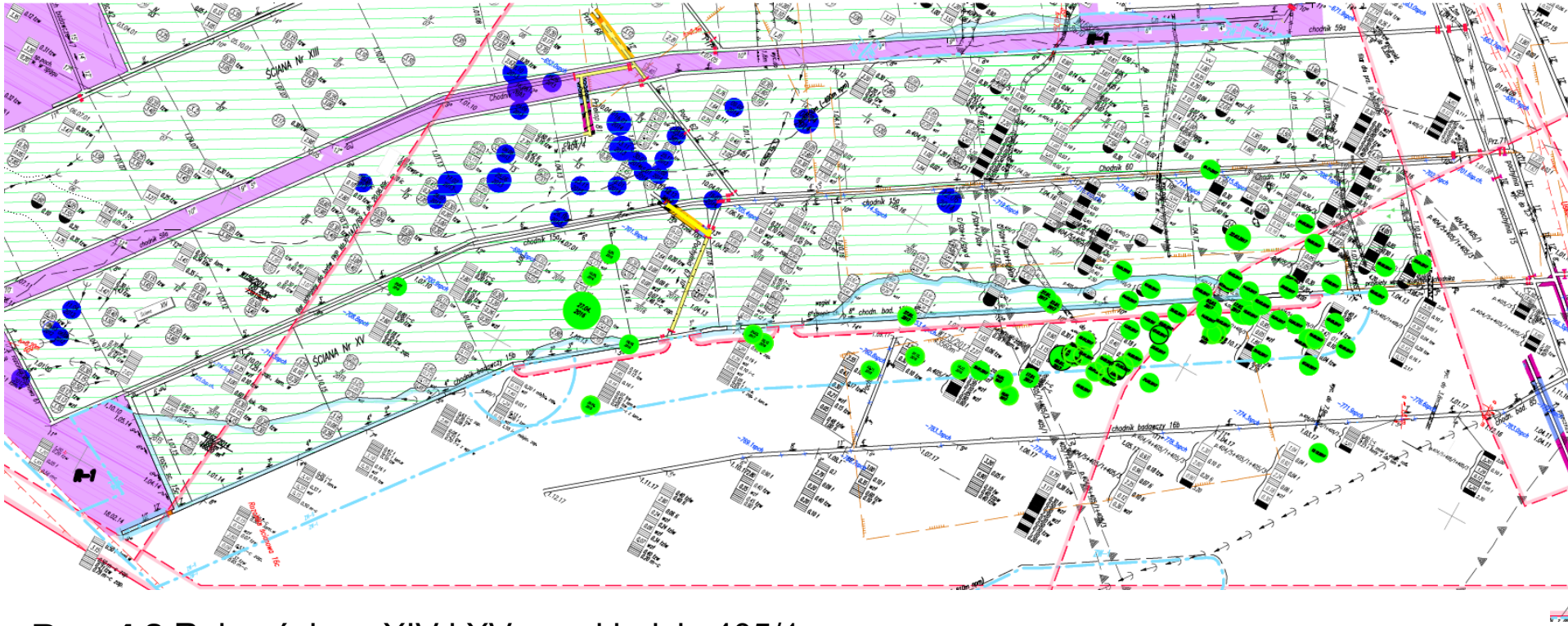
Tab. 4.2 Zbiorcze zestawienie parametrów mechanizmu ognisk wstrząsu dla ściany XIV w pokładzie 405/1

4. Wyniki



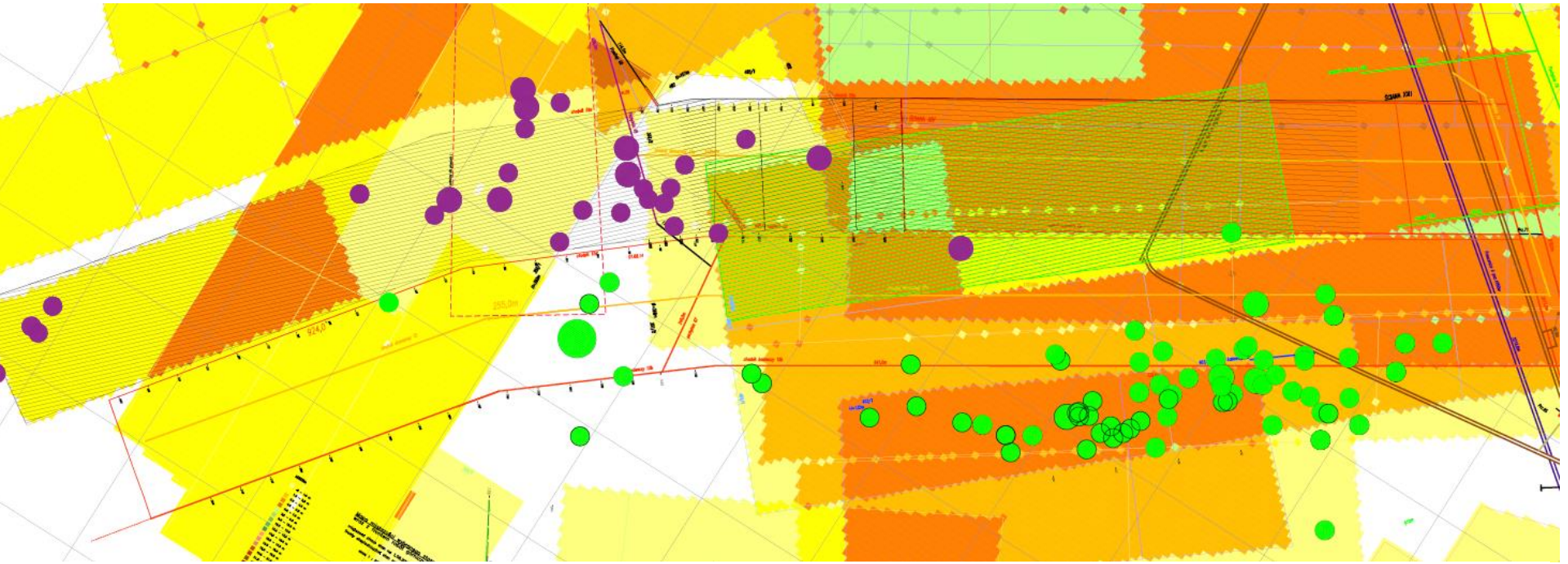
Rys. 4.6 Mapa miąższości wybranego złoża


ŚCIANA Nr XIII
ŚCIANA Nr XV
chodnik 590
chodnik 60
chodnik 15a
chodnik 15b
chodnik 15d
chodnik badawczy 16b
chodnik 15c
chodn. bad. 15c
6° chodn. bad. 15c
6° chodn. bad. 15b
6° chodn. bad. 15a
6° chodn. bad. 15d

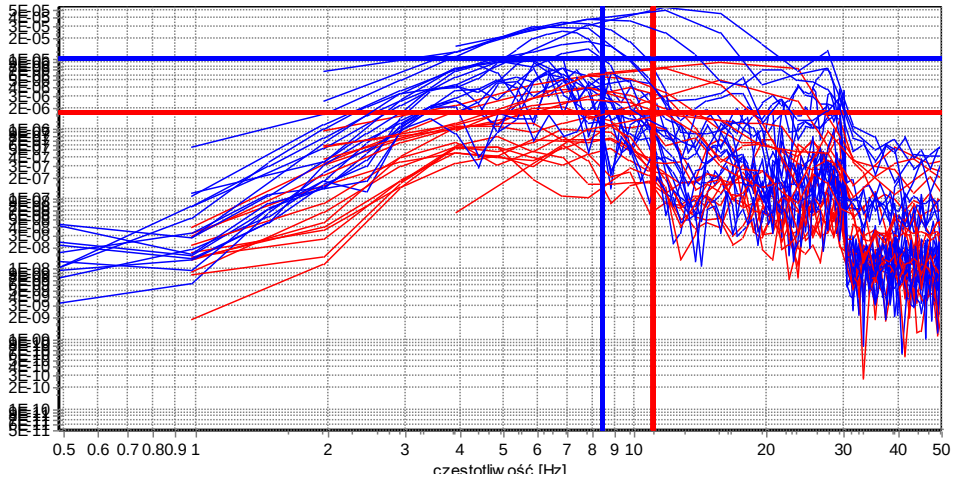


Rys. 4.8 Rejon ściany XIV i XV w pokładzie 405/1

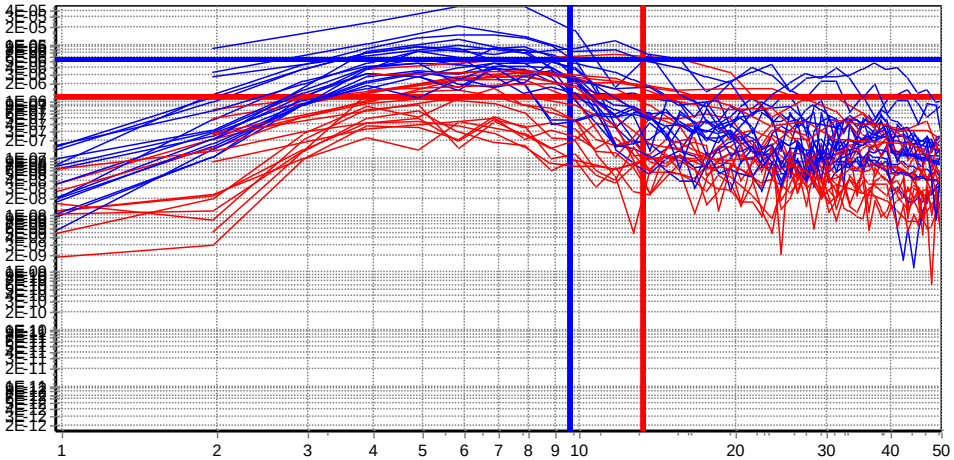
- Wstrząsy z ściany XIV pokł.405/1
- Wstrząsy z ściany XV pokł.405/1



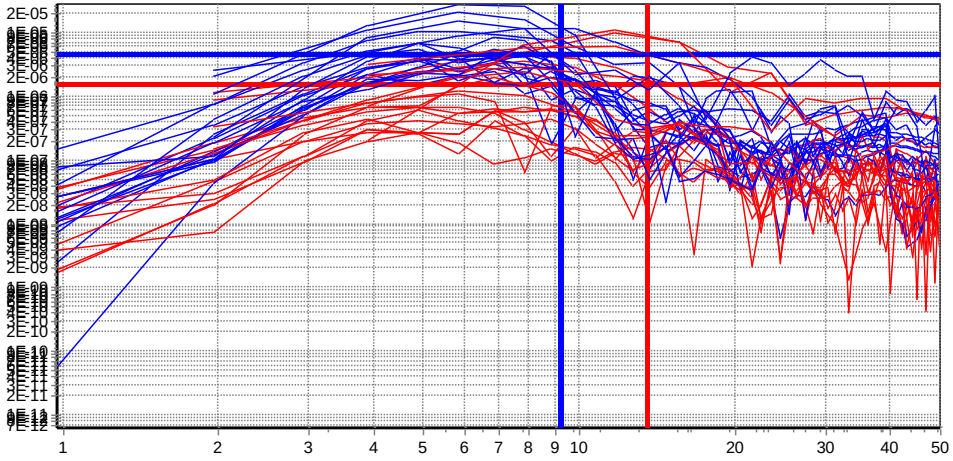
Rys. 4.9 Wstrząsy wysokoenergetyczne z ściany XIV i XV w pokładzie 405/1 przedstawione na mapie miąższości wybranego złoża



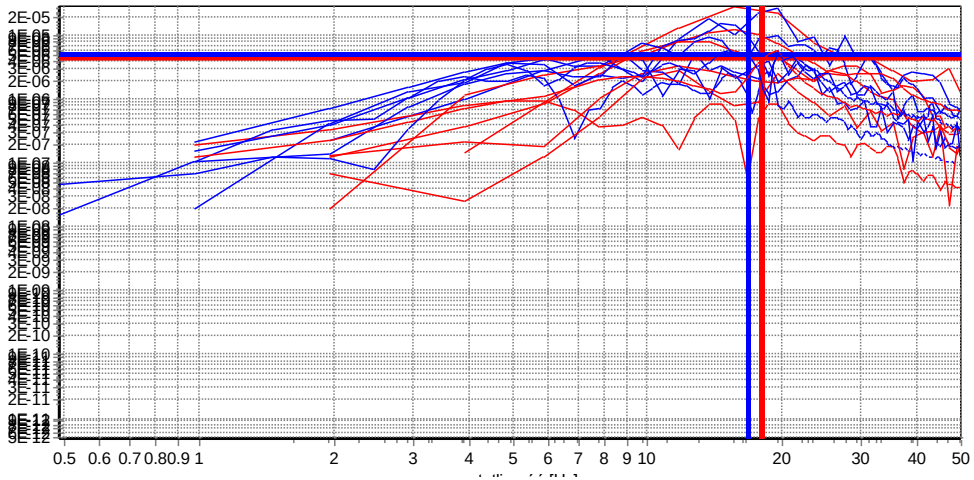
Rys. 4.10 Widmo przemieszczeniowe z zaznaczonym poziomem niskoczęstotliwościowym i częstością narożną wstrząsu z 1.12.2014r., godzina 20.18, energia 2,0E+06, Ściana 1 w pokładzie 504, Ruch Knurów



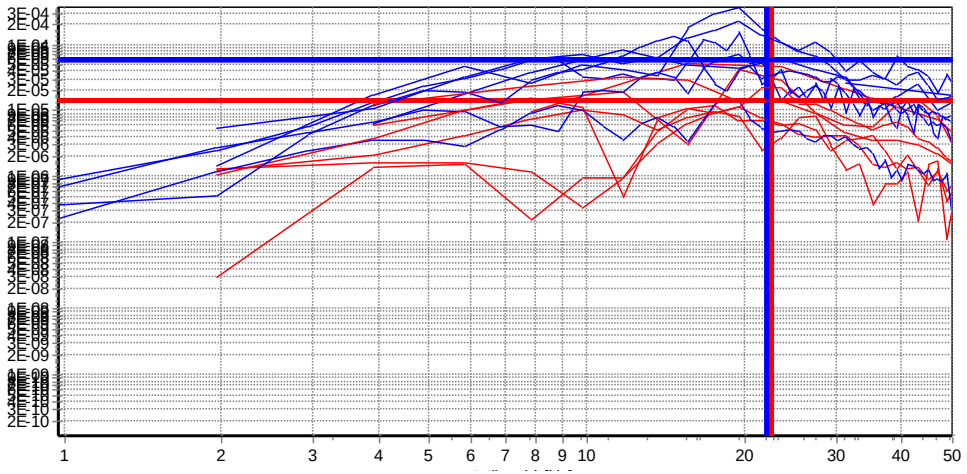
Rys. 4.11 Widmo przemieszczeniowe z zaznaczonym poziomem niskoczęstotliwościowym i częstością narożną wstrząsu z 29.01.2015r., godzina 11.59, energia 2,0E+06, Ściana 1 w pokładzie 504, Ruch Knurów



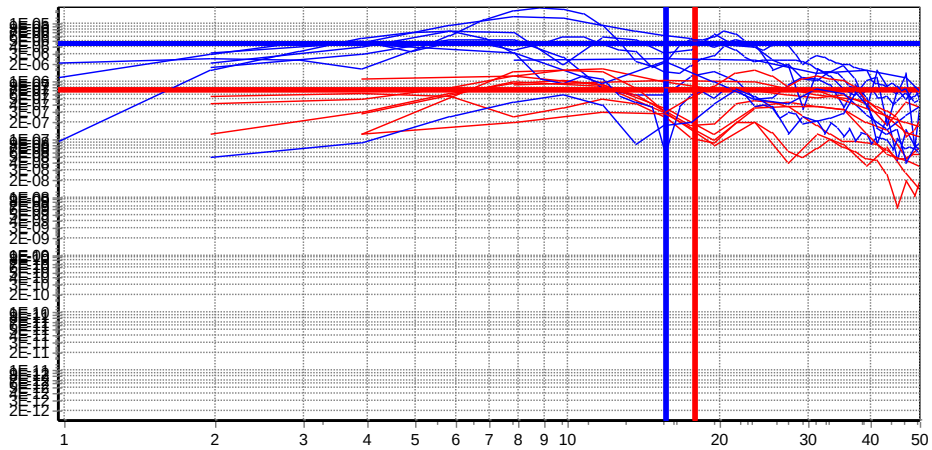
Rys. 4.12 Widmo przemieszczeniowe z zaznaczonym poziomem niskoczęstotliwościowym i częstością narożną wstrząsu z 25.02.2015r., godzina 00.06, energia 4,0E+06, Ściana 1 w pokładzie 504, Ruch Knurów



Rys. 4.13 Widmo przemieszczeniowe z zaznaczonym poziomem niskoczęstotliwościowym i częstością narożną wstrząsu z 6.04.2012r., godzina 16.45, energia 2,0E+05, Ściana XIV w pokładzie 405/1, Ruch Szczygłowice



Rys. 4.14 Widmo przemieszczeniowe z zaznaczonym poziomem niskoczęstotliwościowym i częstością narożną wstrząsu z 16.01.2014r., godzina 2.19, energia 4,0E+06, Ściana XIV w pokładzie 405/1, Ruch Szczygłowice



Rys. 4.15 Widmo przemieszczeniowe z zaznaczonym poziomem niskoczęstotliwościowym i częstością narożną wstrząsu z 12.06.2014r., godzina 5.35, energia 2,0E+06, Ściana XIV w pokładzie 405/1, Ruch Szczygłowice

3. Wyniki

		Ruch Szczygłowice			Ruch Knurów		
Data		06.04.2012	16.01.2014	12.06.2014	01.12. 2014	29.01.2015	25.02.2015
Czas		16:45	02:19	05:35	20:18	11:59	00:06
Energia, J		2,0E+05	4,0E+06	2,0E+06	2,0E+06	2,0E+06	4,0E+06
Współrzędne układ SG	X	27341	26596	26447	21404	21309	21336
	Y	18627	17997	17465	16154	16146	16170
Moment sejsmiczny, Nm		3,90E+12	4,68E+12	3,51E+12	2,66E+12	8,91E+12	1,07E+12
Częstotliwość narożna, Hz		17	22	16	8	9	9
Promień ogniska, m		2,93E+01	2,24E+01	3,15E+01	6,39E+01	5,28E+01	5,04E+01
Przesunięcie w ognisku, m		4,63E-01	9,56E-01	3,62E-02	6,66E-01	3,18E-02	4,21E-02
Spadek naprężeń, Pa		6,76E+06	1,83E+07	4,93E+07	4,47E+06	2,64E+06	3,67E+06
Naprężenia pozorne, Pa		8,32E+05	1,71E+06	4,21E+06	3,76E+04	6,69E+04	8,18E+04

Tabela 4.3 Parametry źródła ognisk wstrząsów

3. Literatura

1) Aki K., Richards P.G. (1980): Quantitative seismology - theory and methods. V.1,2 San Francisco, W.H. Frejman &Co
2) Dubiński J., Mutke G., Stec K., (1999): Geomechaniczne i sejsmologiczne modele ognisk wstrząsów górniczych, Kraków, Główny Instytut Górnoctwa
3) Want K., (2005):Hierarchia zdarzeń sejsmicznych, multifrakcyjne własności parametrów wstrząsów górniczych, Gliwice, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej
4) Bukowska M., Dubiński J., Lurka A., Masny W., Mutke., Stec K., Walentek A., (2013): Charakterystyka stanu naprężeniowo - deformacyjnego w strefach zagrożenia sejsmicznego na podstawie parametrów mechanizmu ognisk wstrząsów, Katowice, Główny Instytut Górnictwa
5) Stec K., Błaszczyk E., (2008): Charakterystyka procesów zachodzących w ogniskach wysokoenergetycznych wstrząsów występujących w czasie eksploatacji ściany 17 w pokładzie 361 w KWK „Knurów". Gospodarka Surowcami Mineralnymi, Tom 24, Zeszyt 2/3 Wyd. SIGMiE PAN, Kraków, str. 226-244,
6) Stec K. 2005: „Charakterystyka mechanizmu ognisk wstrząsów górniczych z Obszaru Górnośląskiego Zagłębia Węglowego", Wiadomości Górnicze 4/2005, 168-174.
7) Stec K., (1999): Analiza mechanizmów ognisk wstrząsów górniczych występujących w GZW, Geomechaniczne i sejsmologiczne modele ognisk wstrząsów górniczych, Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków
8) Zuberek W.M., Teper L., Idziak A.F., Segan G., (1996): Tectonophysical approach to the description of moning induced seismicity in the Upper Silesia, W: Technophysics in Mining Areas, Wydawnictwo Uniw. Śl., Katowice
9) Brune J.N., (1970): "Tectonic stress and the spectra of seismic shear waves from the earthquakes", J. Geophys. Res., 75
10) Ben-Menahem A., Singh S. J. (1981): "Seismic Waves and Sources", Springer-Verlag, New York
11) Kwiatek G. (2009): „Foci – Tensor momentu sejsmicznego – Parametry Spektralne" opis programu (publikacja internetowa www.sejsmologiagórnicza.pl/)

APPLICATION OF ROCK BOLTING AT THE UPPER SILESIAN COAL BASIN

Petr WACLAWIK

Institute of Geonics of the Czech Academy of Sciences, Ostrava, Czech Republic

The Czech Academy of Sciences

ÚGN ASCR Institute of Geonics

INTRODUCTION

- **Rock bolting is one of the most efficient supporting devices ever developed**
- **First mechanical rockbolts were applied in a metal mine in the United States already in 1927**
- **Un-tensioned fully encapsulated rockbolts were initially used in poor ground in the early seventies**
- **Although the rockbolt support system is the most efficient, it has not been applied extensively in the complex geomechanical conditions of the Upper Silesian Coal Basin (USCB)**
- **The steel arches support system predominated in USCB, although the steel arches supports are combined broadly with bolting in last decade**

INTRODUCTION

- **The bolting systems were initially applied in Ostrava-Karvina Coalfield in the sixties (mechanical wedge bolting system)**
- **Fully encapsulated rockbolts were firstly used in the seventies**
- **Bolting system has not been applied extensively in both cases due to low efficiency of drilling procedure afterwards**
- **The bolting systems were applied within trial run of entry working method at the CSM Mine in 1994–1997. This method has been ceased after driving 3 kilometers of roadways due to technological problems of bolter miner**

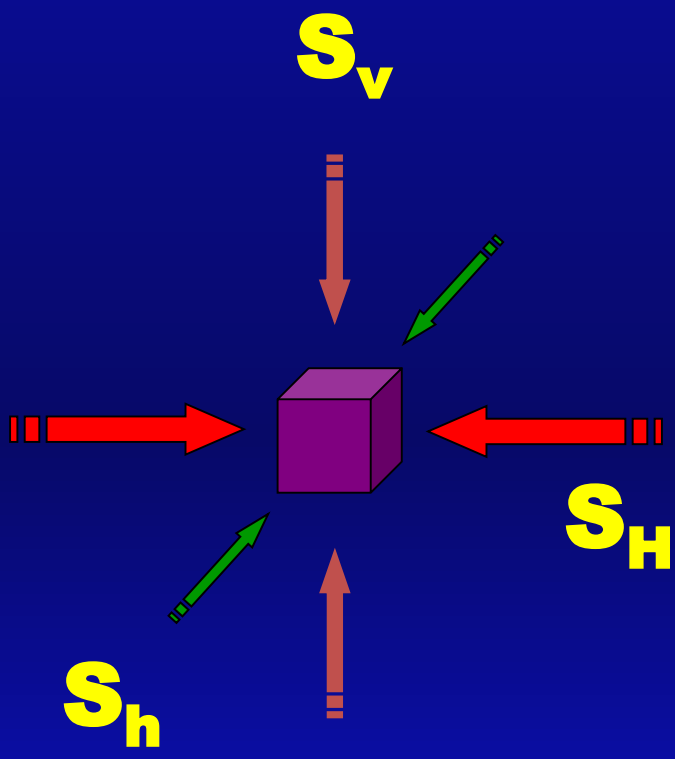
INTRODUCTION

- **Anew bolting systems were applied extensively within modernization program "Production Operation Program 2010" (POP 2010). Several longwall panels with rockbolt support system of roadways were mined successfully**
- **The bolting systems combined with steel arch supports have begun to be used at this period. Afterwards, the self-support bolting system has not been applied extensively due to technological problems during drilling procedure from shearer loader**
- **A limitation is also the rule that forbids using of the self-support bolting system in areas with 3rd rockburst risk**

INTRODUCTION

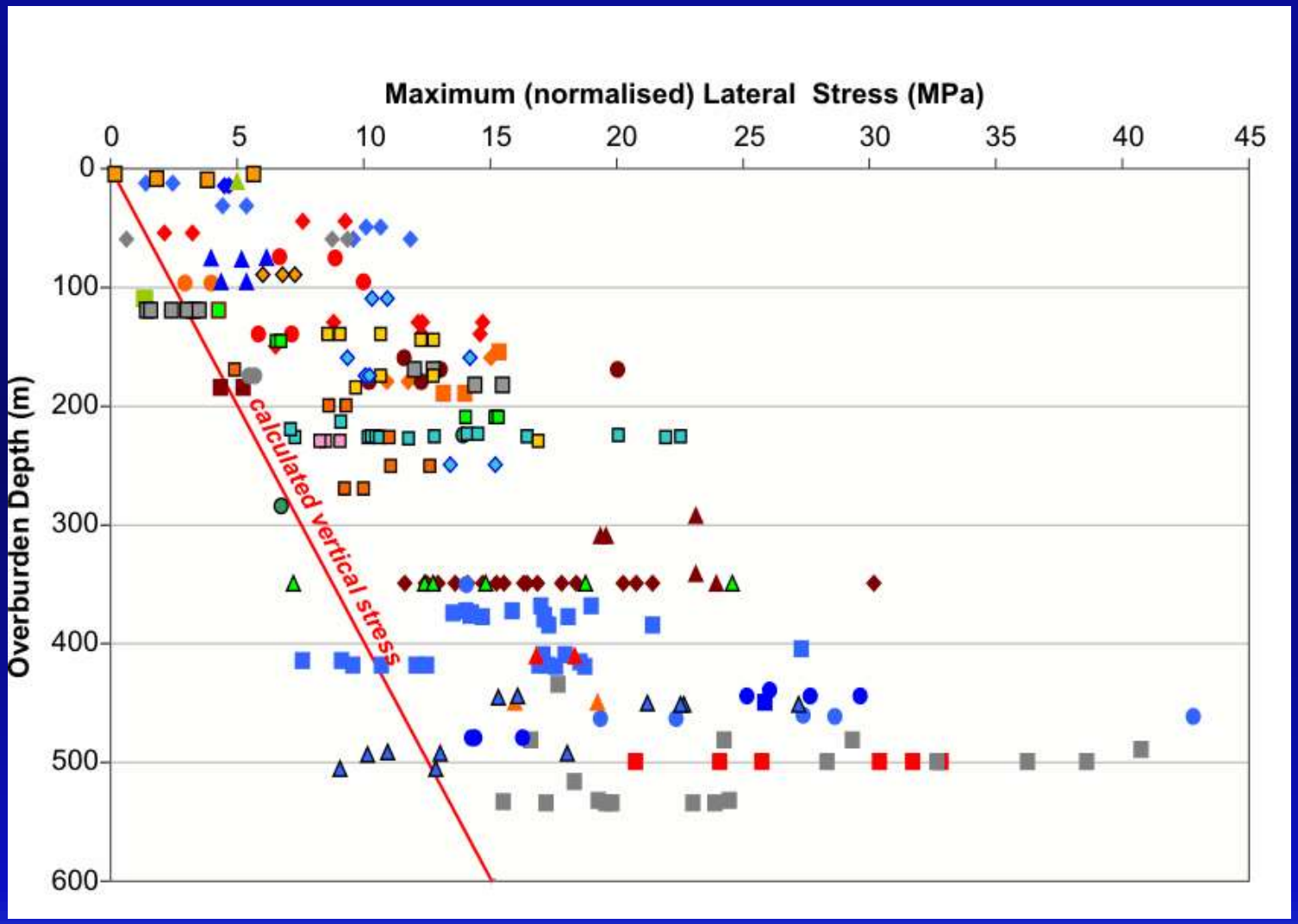
- **However, the room and pillar method has been applied successfully at the CSM Mine from 2014**
- **More than six kilometres of roadways were driven within two panels during last three years by the self-support bolting system without any accident.**
- **Mining depth of room and pillar trial ranged from 700 to 900 meters, being perhaps the deepest room and pillar coal mining in the World**
- **Technology used within trial operation of room and pillar method proved effectivity of using the self-support bolting system in the complicated geotechnical conditions of USCB**

ROADWAY SUPPORTING AND RELATION TO THE STRESS STATE CONDITION



- **Rock stress is a measure of forces in the rock**
- **Three components: one vertical, two horizontal**
- **Vertical stress is equal to the weight of rock above**
- **Horizontal stresses come from movement of the earth's crust**

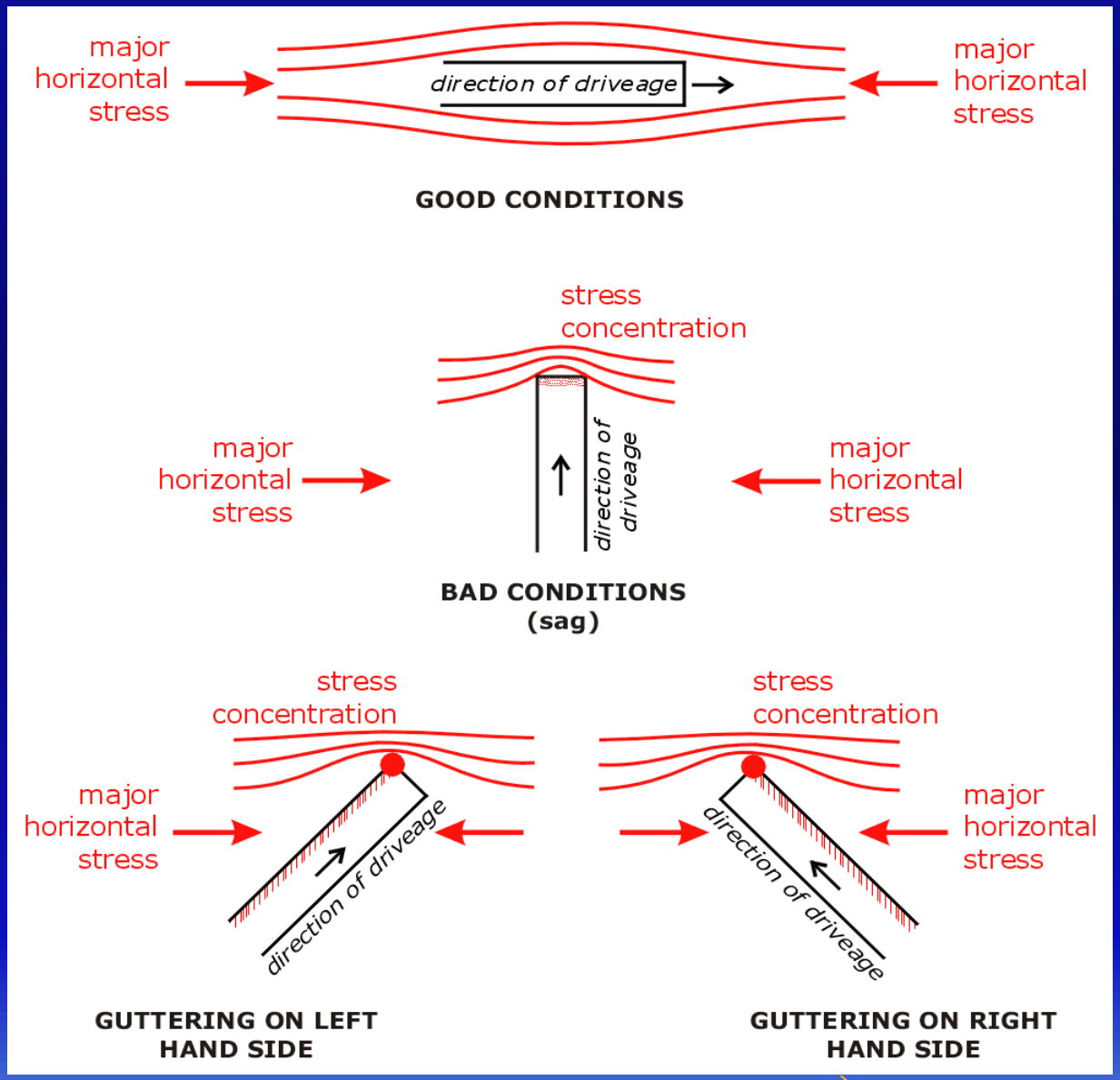
ROADWAY SUPPORTING AND RELATION TO THE STRESS STATE CONDITION



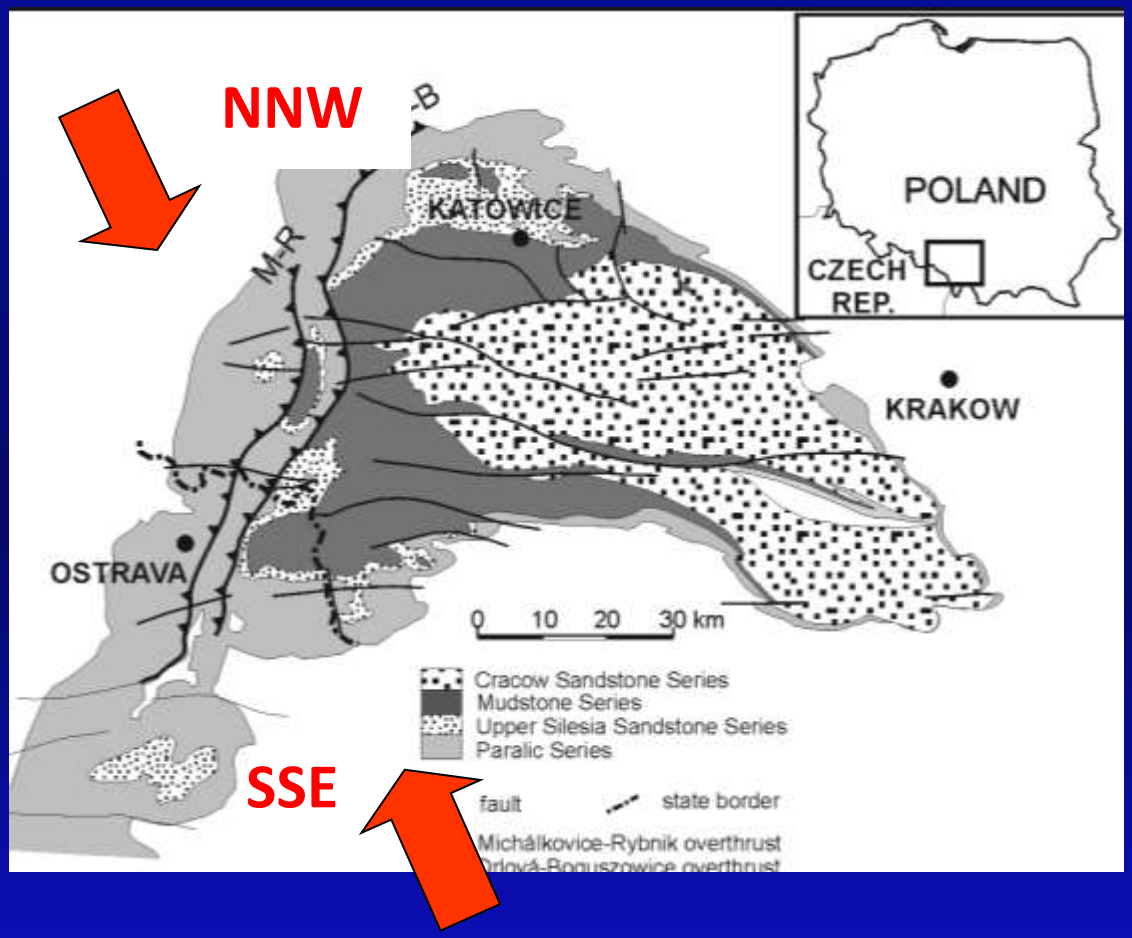
Increase of Horizontal Stress with Depth in Australian Coal Mines as Measured Underground by SCT

ROADWAY SUPPORTING AND RELATION TO THE STRESS STATE CONDITION

Knowledge of stress directions and magnitudes is important for mine design

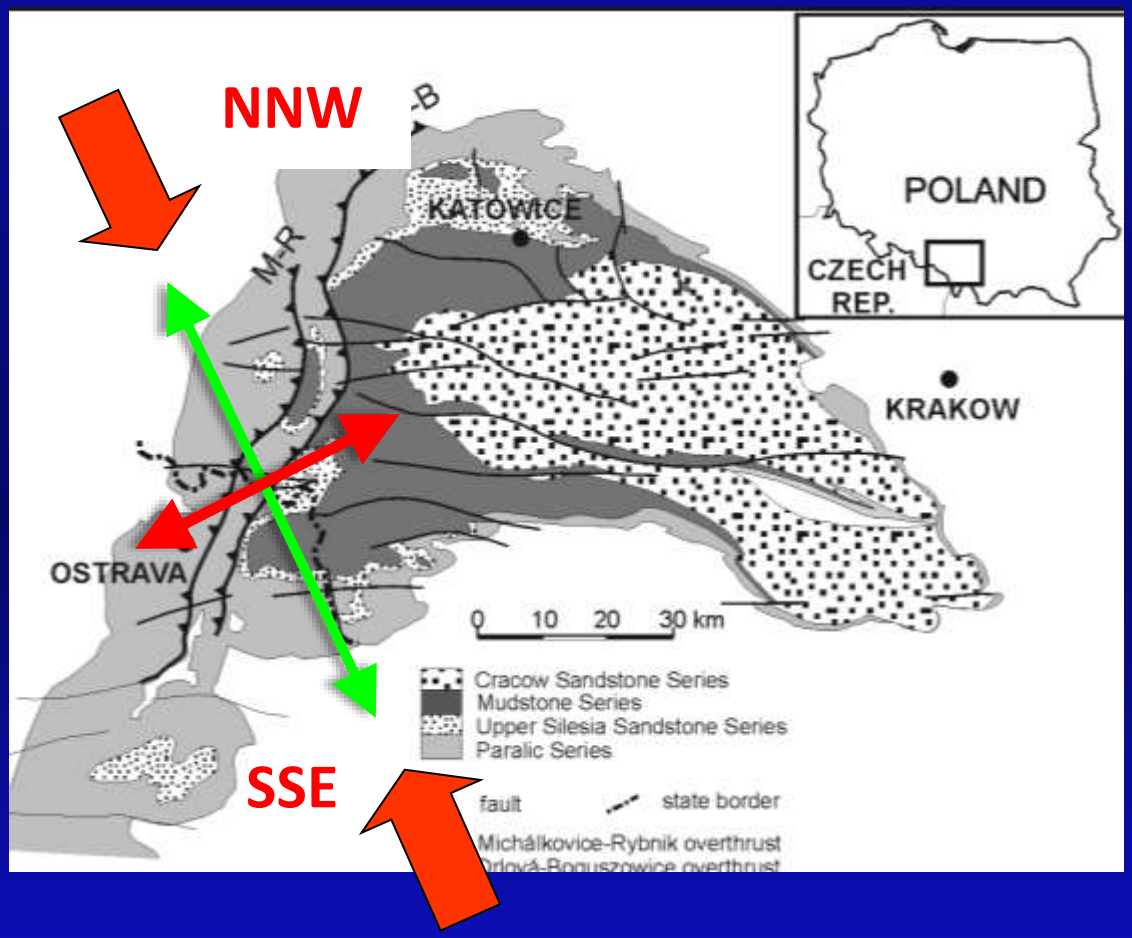


ROADWAY SUPPORTING AND RELATION TO THE STRESS STATE CONDITION



- **Major horizontal stress (S_H) acts NNW-SSE**
- **S_H is generally larger than the vertical stress**

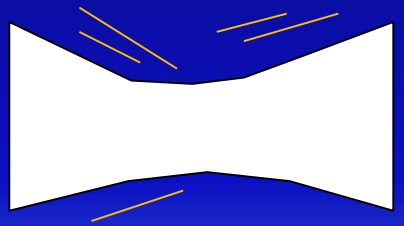
ROADWAY SUPPORTING AND RELATION TO THE STRESS STATE CONDITION



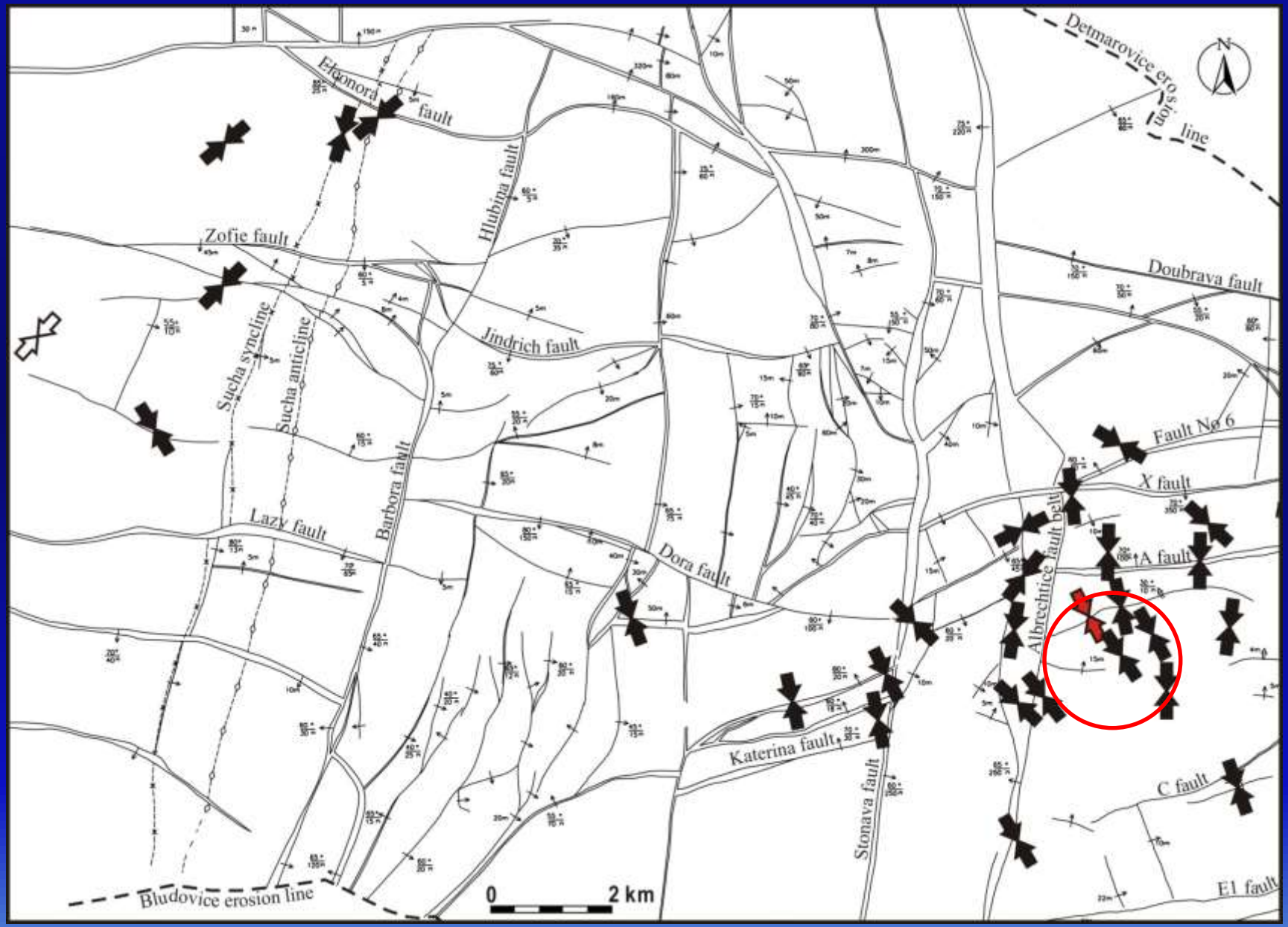
BEST



WORST



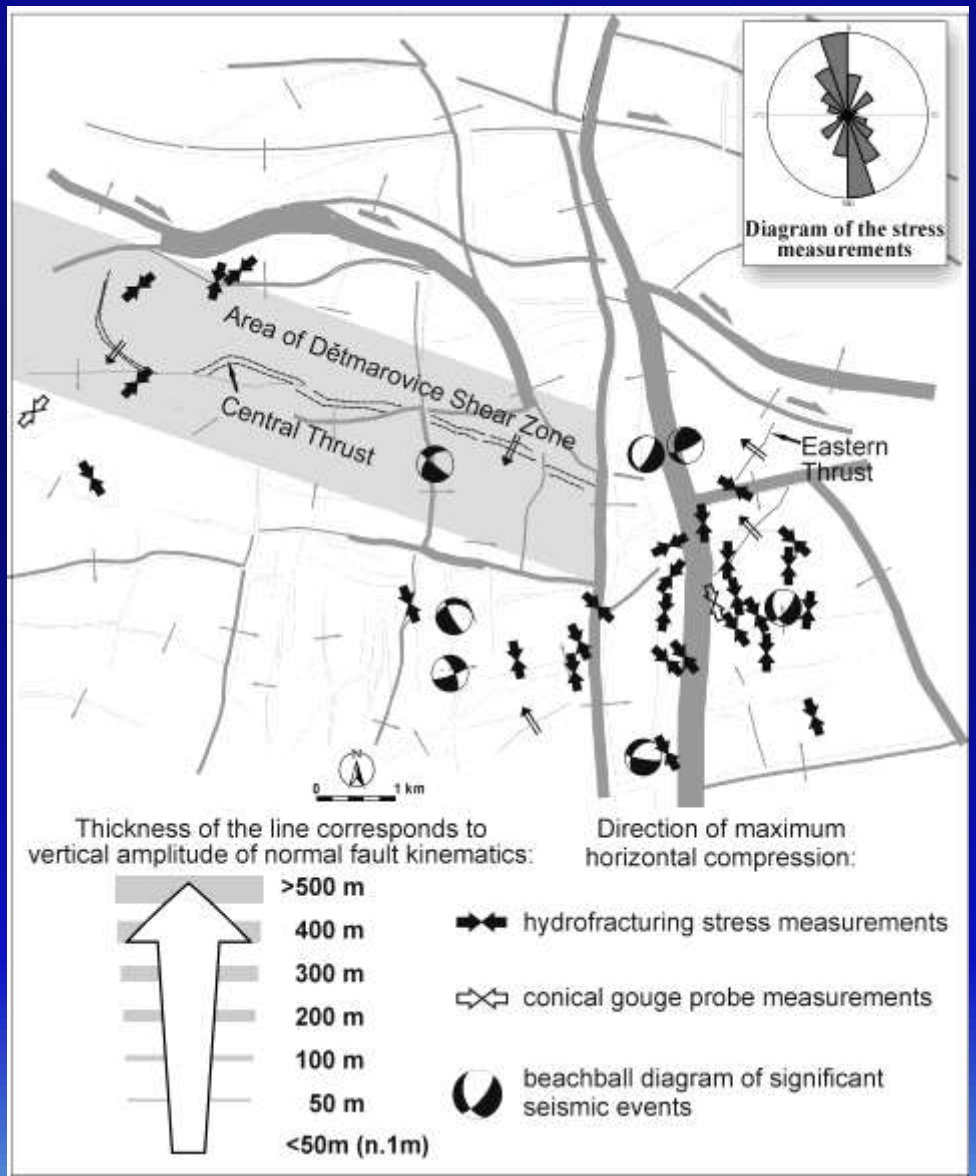
ROADWAY SUPPORTING AND RELATION TO THE STRESS STATE CONDITION



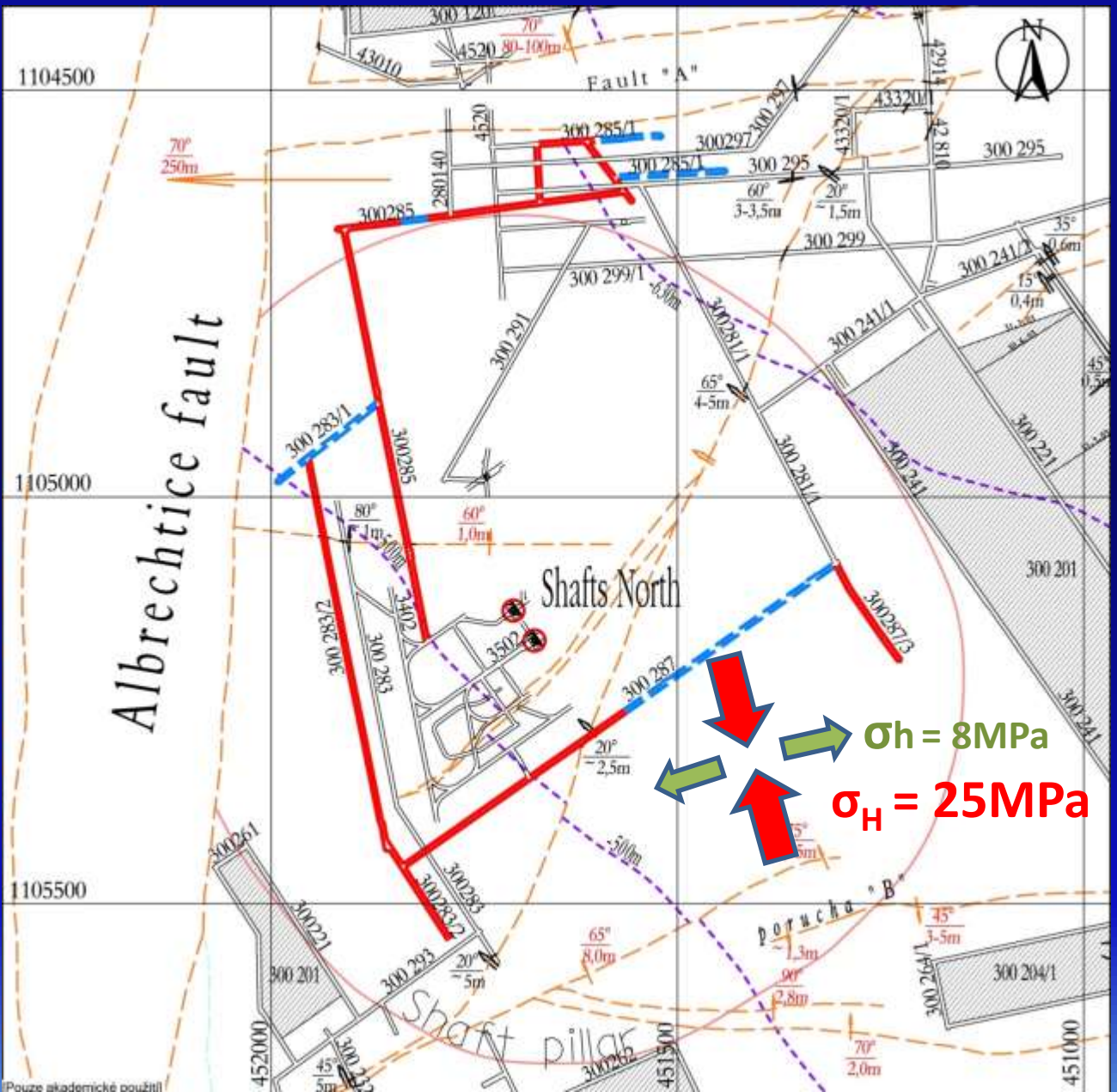
THE RELATION BETWEEN STRESS AND GEOLOGICAL STRUCTURES AT THE KARVINA SUBBASIN.

The main influence on stress fields in the rock mass - Three structural phenomena:

- **CENTRAL THRUST**
- **EASTERN THRUST**
- **DĚTMAROVICE SHEAR ZONE**



ROADWAY SUPPORTING AND RELATION TO THE STRESS STATE CONDITION



CSM Mine – shaft pillar

- Seam => 30
- Depth => 750-900m
- Thickness =>1.8- 5 m
- Support => rockbolts
- Technology => bolter miner (ABM 20) =>

ENTRY WORKING

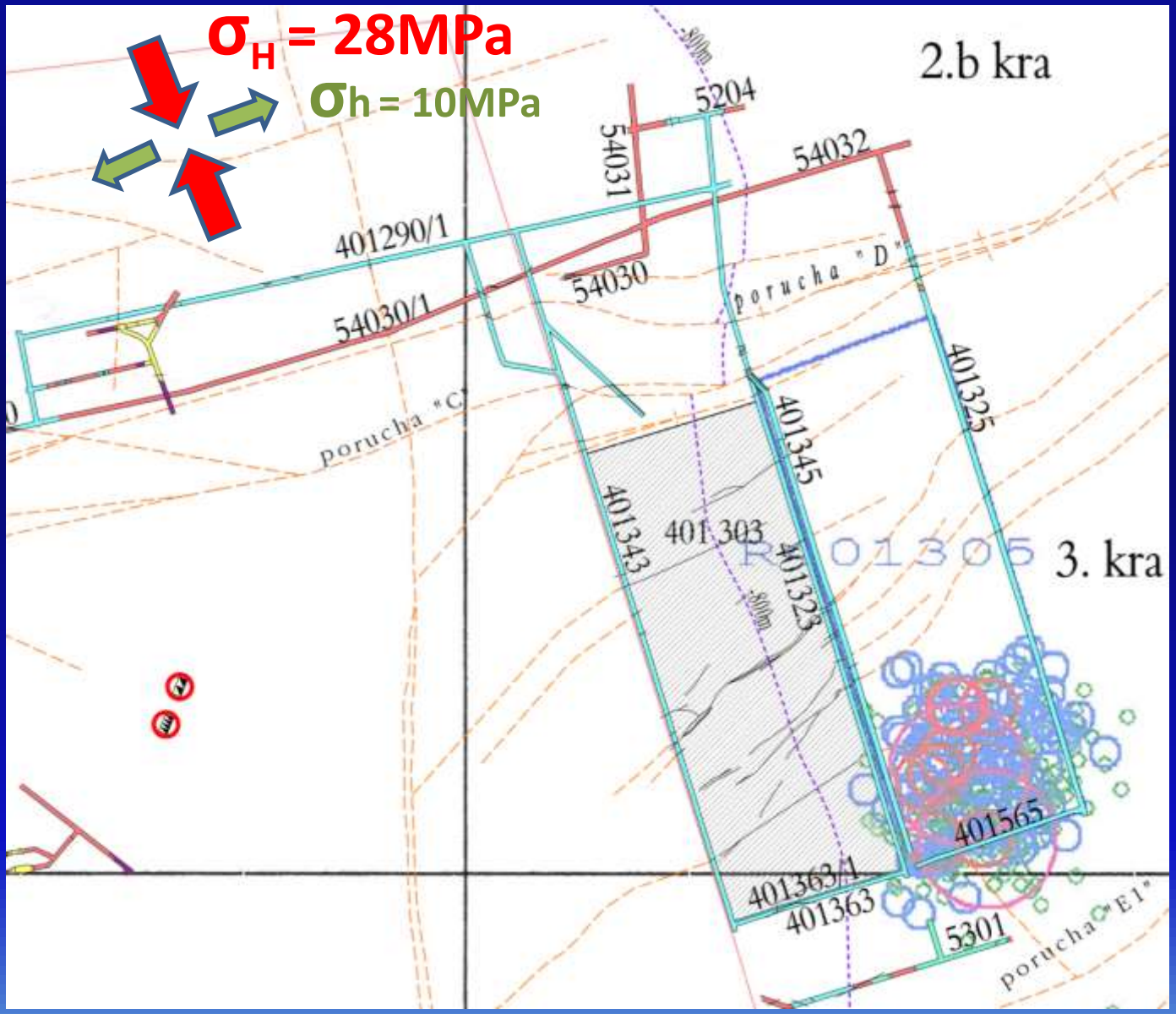
- maximal production 25m per day

Legend:

- roof shear
- roof bulking
- rib squeeze
- good condition

(Pouze akademické použití)

ROADWAY SUPPORTING AND RELATION TO THE STRESS STATE CONDITION



CSM Mine – cross entries No. 401 363 and 401 365

Seam => 39+40

Depth =>1000-1100m

Thickness => 10 m

Support => combined (steel arch, hydraulic jacks,wooden chocks)

- **increased seismic activity**
- **floor heave**
- **anomalous support of roadway deformations**

Energy of seicmic events:

- **E+01J**
- **E+02J**
- **E+03J**
- **E+04J**

CONDITION FOR USING OF BOLTING SYSTEMS

Evaluation of rock mass and sedimentary condition

- **Properties of rocks and seams**
- **Sedimentary condition**
- **Character of tectonics**
- **Stress condition of rock mass**
- **Water influence**

GEOMECHANICAL EVALUATION - GEOTECHNICAL SURVEY

Investigated data:

- **Properties of overburden rock (2x Width of roadway)**
- **Properties of coal seam**
- **Thickness of seam, dip of strata, depth**
- **Lithological profile, beding plane, fracturing of core**
- **Unaxial strength of rock and seam**
- **Quality of fractures and beddding planes**
- **Watering of rock mass**

GEOMECHANICAL EVALUATION (RMR COEFFICIENT)

PARAMETER		RANGE				
1	**UCS**	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	1-25 MPa
	Points	15	12	7	4	0-2
2	**RQD**	90-100 %	75-90 %	50-75 %	25-50 %	< 25%
	Points	15	12	7	4	0-2
3	***Distance between discontinuities***	> 2 m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	< 60 mm
	Points	20	15	10	8	5
4	***Character of discontinuities***	high rough	low rough low weathered	low rough high weathered	slickensides	cleavages
	Points	30	25	20	10	0
5	***Watering (inflow to 10m roadway)***	0	< 10 l/m	10-25 l/min	25-125 l/min	> 125 l/min
	Points	15	10	7	4	0
6	***Orientation of discontinuities***	most favourable	favourable	medium	unfavourable	most unfavourable
	Points	0	-2	-5	-10	-12
	SUM TOTAL	100-81	80-61	60-41	40-21	20
	CATEGORY	I.	II.	III.	IV.	V.
	SUITABILITY FOR BOLTING	most suitable	suitable	middle suitable	unfavourable	most unfavourable

GEOMECHANICAL EVALUATION (RMR COEFFICIENT)



GEOMECHANICAL EVALUATION (RMR COEFFICIENT)

Borehole	ČSM 1432/14	**Evaluated depth interval:**	0,00 m - 10,4 m	tj. 0 - 10,4 m above seam No. 30	
Layer No.	**Lithological type**	**Depth from [m]**	**Depth end [m]**	**Layer thickness [m]**	**Average UCS [MPa]**
1.	SILTSTONE	0,00	5,20	5,20	72,5
2.	SANDSTONE	5,20	10,40	5,20	90,0

weighted average UCS [Mpa] in interval ,	0 - 10,4 m	81,6
weighted average UCS [Mpa] reduced by layering coefficient ß in interval	0 - 10,4 m	77,5
number of core piecies in interval	0 - 10,4 m	109
average length of core [cm] in interval	0 - 10,4 m	10,0
Index RQD in interval	0 - 10,4 m	68

RMR

1.	2.	3.	4.	5.	6.	TOTAL
7	13	8	25	15	0	68

Strength | **Core recovery** | **Distance of discontinuity** | **Character of discontinuity** | **Wattering** | **Discontinuity orientation**

CONDITION FOR USING OF BOLTING SYSTEMS

Self-support bolting system do not be used:

- **Coefficient RMR is lower than 41**
- **Water inflow from one instalation borehole is higher than 0.01 dm^3/min**
- **If the coal seam with thickness 1m is in overburden to the distance 5 m from roof of bolting seam**
- **Dip of seam is higher than 22°**
- **A limitation is also the rule that forbids using of the self-support bolting system in areas with 3rd rockburst risk**

PRINCIPLES FOR TESTING OF APPLIED BOLTS

Pull-out test of installed bolts :

- **Pull-out test have to carry out for 3 % of installed bolts (in the distance up to 15 m from roadway face)**
- **8O kN in pull-out is a limit for good installed bolt**
- **If the pull-out test not succesfull the pull out test have to repeated in two souroundigs bolts**
- **Bolts for monorail carrier have to tested everyone**

PRINCIPLES FOR TESTING OF APPLIED BOLTS

Convergence measurement:

- **Extensometers have to be placed every 25 m (geomechanical station)**
- **Roof displacement have to be observed minimally 2.5m to the depth (5 m every 50 m)**
- **Check of extensometers have to carry out every shift**
- **Critical value of displacement is 2% of length used extensometr**
- **Convergence measurement have to carry out in geomechanical stations**
- **Critical value for convergence is 10% of size of roadway**

PRINCIPLES FOR TESTING OF APPLIED BOLTS

Convergence measurement:

- **If any critical value is exceed the adequate measures have to be carry out. The project have to include these measures.**
- **Every results of tests and measurement have to be recorded to the „Checking book of bolting support“**
- **„Checking book of bolting support“ have to keep during life span of mine working**

DESIGN PRINCIPLES

Required data:

- **Shape and size of roadway**
- **Length , life span and expecting using of roadway**
- **Drivage method**
- **Situation of roadway due to another mining workings**
- **Range of equipments**

DESIGN PRINCIPLES

Project have to include:

- **Evaluation of burst risk**
- **Support system**
- **Length and diameter of installation boreholes**
- **Position of roadway equipments**
- **Organization of checking and training**
- **Method and range of convergence measurement**
- **Solving strengthening of support due to critical situation**

ORGANIZATION OF WORKS DURING BOLTING

Worker specialist have to arrange these task :

- **Arranging of geotechnical survey**
- **Preparation of input data for project**
- **Arraging of training**
- **Supervision of delivery part of bolting support**
- **Organization of test, included supervision of records and evaluation**
- **Solving of necessary measures**

etc.

CONCLUSION



Dziękuję bardzo za uwagę

Pytania?

Propozycje zmian w technologii głębienia szybów w polskich kopalniach rud miedzi celem zwiększenia jej efektywności

Sławomir Fabich
Marek Golanowski
Sławomir Świtoń
Aldona Waligóra
KGHM Cuprum CENTRUM BADAWCZO-ROZWOJOWE Sp. z o.o.

STRESZCZENIE: Całokształt przedsięwzięć składających się na proces udostępniania złoża kopaliny użytecznej dedykowany jest konkretnym warunkom i formom jej zalegania, a wybór modelu wyrobiska oraz technologii jego wykonania uwarunkowane są wieloaspektową charakterystyką górotworu. Przy aktualnie stosowanej technologii w LGOM proces drążenia szybu do głębokości 1250 m, z 650 m strefą mrożeniową, trwa 5 lat. Zważając na wielkość inwestycji dąży się do skrócenia jej czasu i racjonalizacji kosztów. Celem tego planuje się wprowadzenie zmian w obecnie stosowanych technologiach głębienia wyrobisk udostępniających, a powstałych na bazie wieloletnich doświadczeń oraz licznych realizacji obiektów szybowych na terenach złożowych LGOM. W niniejszym referacie zaprezentowano wyniki Zadania 5 Projektu I-MORE, współfinansowanego ze środków NCBiR oraz KGHM Polska Miedź S.A., którego nadrzędnym celem jest wypracowanie technologii głębienia szybów umożliwiającej realizację inwestycji w jak najkrótszym czasie, z zachowaniem bezpieczeństwa prac oraz przy możliwie najniższym poziomie kosztów.

SŁOWA KLUCZOWE: Udostępnianie złóż, szyby pionowe, technologie głębienia

1.WPROWADZENIE

Złoże rudy miedzi eksploatowane w rejonie monokliny przedsudeckiej udostępnione zostało za pomocą szybów pionowych. Obecnie trwa proces głębienia 31 wyrobiska, tj. szybu GG-1, o docelowej głębokości 1340,70 m. Charakter udostępnienia jest następstwem skomplikowanych warunków geologicznych oraz hydrogeologicznych rozpatrywanego obszaru złożowego. Specyfika budowy masywu przejawia się m.in. poprzez duże zawodnienie w interwale głębokości od 0,0 do 312,00÷690,00 m (w zależności od lokalizacji). Skały występujące w głębszych partiach górotworu cechują się natomiast stosunkowo wysokimi parametrami wytrzymałościowymi, a także niewielkim zawodnieniem. Uwarunkowania jw. wymuszają konieczność stosowania specjalnych metod przygotowania masywu skalnego do głębienia.

W ścisłym związku ze stosowanym modelem udostępnienia złoża oraz uwarunkowaniami geologiczno-hydrogeologicznymi w górotworze pozostają technologie głębienia, które są ponadto dostosowane do typu zabudowywanej obudowy. Obecnie w interwale umiejscowienia poddawanych mrożeniu utworów kenozoicznych stosuje się urabianie mechaniczne, natomiast na odcinku zalegania skał zwięzłych technologię „Drill & Blast". Metody głębienia wyrobisk udostępniających funkcjonujące w aktualnej formie powstały na bazie stosowanych na początku lat 70-tych ubiegłego stulecia i dedykowanych dla szybów o średnicy 7,5 m. Zastosowanie technologii głębienia w obecnej konfiguracji, umożliwia wydrążenie około 1250 m szybu, przy 650 m strefie mrożeniowej, w czasie 5 lat. Celowym jest więc, zważając na rozmiary i koszty inwestycji, dążenie do skrócenia czasu trwania prac i tym samym optymalizacji kosztów.
Niniejszy artykuł powstał na podstawie wyników Zadania 5 Projektu I-MORE, finansowanego ze środków NCBiR oraz KGHM Polska Miedź S.A., którego celem jest opracowanie zmodyfikowanej ramowej technologii głębienia szybów, umożliwiającej wykonanie wyrobiska udostępniającego w krótszym niż dotychczas czasie i przy jednoczesnym zachowaniu kryterium bezpieczeństwa prowadzonych robót [1, 2].

2. PRZEGLĄD AKTUALNIE STOSOWANYCH ROZWIĄZAŃ TECHNOLOGICZNYCH ORAZ ICH WERYFIKACJA W KONTEKŚCIE UZYSKIWANYCH POSTĘPÓW GŁĘBIENIA

Specyfika warunków geologicznych, hydrogeologicznych oraz górniczych w obrębie górotworu strefy złożowej kopalń LGOM istotnie wpływa na prace związane z udostępnianiem złoża, zarówno pod kątem przygotowania go do głębienia, jak i również podczas samego procesu wykonywania wyrobiska. Począwszy od powierzchni terenu do głębokości 330 ÷ 410 m p.p.t. zalegają utwory kenozoiczne, piaski, iły, mułki oraz węgle brunatne, w interwale których górotwór wykazuje duże zawodnienie. Konsekwencją tego jest konieczność zastosowania specjalnej metody przygotowania masywu skalnego za pomocą mrożenia, które nie tylko zabezpiecza przed możliwością dostania się wody do przodka głębionego szybu, ale także wzmacnia niezabezpieczone ociosy do momentu wzniesienia obudowy. Poniżej ww. interwału w górotworze usytuowane są zwięzłe skały triasowo-permskie, spośród których wyróżnić można pakiety utworów górnego, środkowego oraz dolnego pstrego piaskowca, cechsztynu i czerwonego spągowca. Seria złożowa zlokalizowana jest w łupkach, dolomitach i piaskowcach, usytuowanych na granicy kontaktu cechsztynu i czerwonego spągowca. Skały triasowe, tj. piaskowce górnego i środkowego pstrego piaskowca cechują się zróżnicowanym zawodnieniem – niższym w starszych partiach złoża oraz wysokim w rejonach nowoudostępnianych, zwłaszcza zlokalizowanych w północnej części obszaru złożowego. Ogół czynników charakterystycznych dla partii górotworu jw. wymusza również konieczność stosowania metody mrożeniowej. Jedną z dwóch newralgicznych warstw górotworu jest zalegający poniżej utworów triasu, silnie zawodniony oraz charakteryzujący się wysokimi parametrami wytrzymałościowymi dolomit główny, którego miąższość osiąga maksymalnie 20 m. Wody znajdujące się w warstwie dolomitu głównego wykazują wysoką agresywność korozyjną w stosunku do betonu, z których wykonuje się obudowę. Kolejną kluczową warstwą jest sól kamienna, będąca materiałem o wybitnie reologicznych właściwościach, problematycznych w kwestii doboru obudowy szybowej, jej rodzaju oraz materiału i zależnych od grubości pakietu i usytuowania głębokościowego. Zidentyfikowane miąższości warstwy solnej, ustalone podczas realizacji obiektów szybowych są zróżnicowane, począwszy od kilkunastu (szyb R-XI) do ponad 150 m (szyb SW-4). Generalnie obserwuje się

tendencję do znacznego wzrostu miąższości utworów solnych w północnych partiach złoża [1, 2].

Technologia głębienia szybów jest ściśle uwarunkowana sytuacją geologiczno – hydrogeologiczną w miejscu planowanej inwestycji, sposobem przygotowania górotworu do głębienia oraz rodzajem stosowanej obudowy. W konsekwencji tego uzyskiwane postępy prac są zróżnicowane i są efektem m.in. stosowanego wyposażenia technologicznego.

Generalnie, można wyróżnić następujące technologie głębienia szybów w LGOM:

Technologia I – głębienie szybu w obudowie tubingowej, z której można wyodrębnić:

- I.1 – głębienie szybu w obudowie tubingowej w górotworze zamrożonym, z mechanicznym urabianiem skał przy pomocy kombajnu KDS-2;
- I.2 – głębienie szybu w górotworze zamrożonym w obudowie tubingowej, z wykorzystaniem materiału wybuchowego do urabiania skał;
- I.3 – głębienie szybu w obudowie tubingowej poniżej strefy mrożonej z urabianiem skał techniką strzelniczą.

Technologia II – głębienie szybu w obudowie betonowej bądź innej, gdzie wyróżnia się:

- II.1 – głębienie szybu w obudowie betonowej i żelbetowej z wykorzystaniem szalunku ślizgowego i z urabianiem skał techniką strzelniczą;
- II.2 – głębienie szybu w obudowie betonowej, z drenażem górotworu i urabianiem skał przy pomocy materiału wybuchowego;
- II.3 – głębienie szybu w warstwie soli kamiennej, gdzie technologia jest zmienna, w zależności od typu zastosowanej obudowy.

Analizę elementów technologicznych procesu głębienia szybów w LGOM, pod kątem wyznaczenia składowych mających największe znaczenie czasowe dla całego cyklu inwestycji przeprowadzono w oparciu o harmonogram głębienia szybu SW-4. W chwili obecnej głębienie szybu o całkowitej głębokości wynoszącej1219 m realizowane jest ze średnim postępem 0,61 m/dobę. Jest to wartość ustalona na podstawie harmonogramu głębienia dla ww. wyrobiska, od II etapu głowicy powiązanego z zabudową pierwszego pierścienia obudowy tubingowej, do częściowego demontażu urządzeń z fazy robót, których łączny czas realizacji wyniósł 1989 dni [3].

Ogół czynności składających się na proces głębienia wyrobisk udostepniających można skategoryzować w dwie podgrupy, tj. czynności wpływające bezpośrednio (podgrupa I) oraz pośrednio (podgrupa II) na postęp przodka głębionego szybu. Do czynności podgrupy I, realizowanych przy wykorzystaniu różnych technologii przyporządkowano: wykonanie wyłomów, obudów stóp, wnęk, wlotów i wykonanie zamknięcia dna szybu oraz do podgrupy II: prace montażowe i demontaże urządzeń w szybie, wiercenie otworów badawczych, zabudowę elementów systemu odwadniania, zabudowę zbrojenia tymczasowego itp. Dla wymienionych podgrup oszacowano procentowy ich udział w całkowitym czasie głębienia szybu, z którego wynika, iż czynności technologiczne na wprost przekładające się na postęp przodka zajmują około 66% całkowitego czasu trwania inwestycji. Pozostałe, konieczne do realizacji czynności, zajmują około 34% całkowitego czasu przeznaczonego na głębienie szybu [1, 3].

Analizując harmonogram głębienia szybu SW-4 wykazano, iż najdłużej trwającą czynnością technologiczną, pochłaniającą około 31,5% całkowitego czasu robót jest głębienie szybu w obudowie tubingowej, co jest bezpośrednim wynikiem tego, iż prawie 55% obudowy wyrobiska stanowi kolumna tubingowa. Kolejną z wytypowanych czynności, zajmującą około 15,4% czasu głębienia szybu jest iniekcja kolumny tubingowej - chociaż nie wpływa ona w sposób bezpośredni na postęp realizacji prac, jest bardzo ważnym elementem, gwarantującym właściwą pracę całej kolumny i spełnienie jej podstawowej funkcji, tj. uniemożliwienie

migracji wód z górotworu do wyrobiska. Dodatkowo, z podgrupy czynności wpływających w sposób bezpośredni na postęp przodka głębionego szybu, wytypowano:

- głębienie szybu w obudowie betonowej/żelbetowej,
- głębienie szybu na odcinku soli kamiennej,
- głębienie szybu na odcinku wlotów.

Są to kolejne z najbardziej czasochłonnych czynności, zajmując odpowiednio 10,2%, 9,2% i 7,4% całkowitego czasu głębienia.

Spośród działań pośrednio wpływających na postęp przodka głębionego wyrobiska udostępniającego istotnymi procesami technologicznymi są:

- montaż urządzeń szybowych, z których wyróżnić można: pomost zamknięcia zrębu szybu, pomost roboczy, pomost cementacyjny, kombajn szybowy, pierścienie montażowe tubingów oraz szalunek ślizgowy,
- wiercenie otworów badawczych,
- zabudowa zbrojenia tymczasowego na okres głębienia.

Ww. czynności zajmują odpowiednio 6,5%, 4,1% oraz 3,0% całkowitego czasu prac.

Spośród wydzielonych procedur, bezpośrednio i pośrednio związanych z postępem głębienia wyrobiska (podgrupa I oraz II), oszacowano procentowe zaangażowanie każdej z czynności w odniesieniu do całkowitego czasu prac w danej podgrupie. W przypadku elementarnych czynności z podgrupy I najdłużej trwają prace związane z głębieniem szybu w obudowie tubingowej z zastosowaniem mechanicznego urabiania skał strefy mrożeniowej (technologia I.1), zajmując ogółem około 23% czasu. Następną z najdłużej trwających czynności jest głębienie szybu w obudowie tubingowej, gdzie urabianie skał realizowane jest poprzez zastosowanie materiału wybuchowego (technologia I.2), zajmuje ona około 20% czasu. Prace związane z głębieniem szybu w strefie obejmującej skały zamrożone obejmują łącznie około 43% czasu trwania czynności w podgrupie I, obejmującej czynności mające bezpośredni wpływ na postęp przodka głębionego wyrobiska. Przyjmując założenie o braku konieczności prowadzenia cementacji wyprzedzającej na odcinku poniżej strefy mrożonej, kolejną spośród najdłużej trwających czynności jest głębienie szybu w obudowie betonowej/żelbetowej (technologia II.1), pochłaniając ogółem około 15,4% całkowitego czasu czynności podgrupy I. Rozpatrując ww. w połączeniu z wykonywaniem stóp technologicznych i wnęk, sumaryczny czas realizacji prac z wykorzystaniem technologii II.1 szacuje się na około 22% czasu czynności z podgrupy I. Należy również wspomnieć, iż prace związane z głębieniem i zabudową obudowy na odcinku dolomitu głównego (technologia II.2) zajmują łącznie około 3,4% czasu czynności z podgrupy I, natomiast podobne prace realizowane w obrębie warstwy solnej o miąższości około 150 m (technologia II.3) pochłaniają około 14% czasu. Proces technologiczny dotyczący wykonywania wlotów do szybu, nad stropem warstwy solnej oraz do podszybia angażuje około 6% czasu ogółu prac wykonywanych w ramach podgrupy I.

Wśród czynności pośrednio wpływających na postęp przodka głębionego szybu (podgrupa II) najbardziej czasochłonne są prace związane z iniekcją kolumny tubingowej, zarówno etap II jak i III, zajmują około 45% czasu ogółu realizowanych czynności. Kolejnym, angażującym około 12% czasu realizacji robót, zabiegiem pośrednio wpływającym na postęp przodka głębionego wyrobiska jest wiercenie otworów badawczych. Inne czynności z przedmiotowej podgrupy w kwestii łącznego czasu prowadzenia prac mają znaczenie podrzędne [3, 5].

3. ANALIZA POSTĘPÓW PROWADZONYCH PRAC POD KĄTEM WYTYPOWANIA PROCESÓW MAJĄCYCH NAJWIĘKSZY WPŁYW NA CZAS REALIZACJI INWESTYCJI

Jak już wcześniej wspomniano, analizę elementów technologicznych procesu głębienia pod kątem wyznaczenia składowych mających największe znaczenie czasowe dla całego cyklu wykonywania wyrobiska udostępniającego przeprowadzono w oparciu o harmonogram prac zrealizowanych dla 1219 m szybu SW-4, który zgłębiony został w czasie 1989 dni, tj. ze średnim postępem kształtującym się na poziomie 0,61 m/dobę [3].
Wykazano. iż najwyższy postęp głębienia uzyskiwany jest obecnie przy wykorzystaniu technologii głębienia szybu w obudowie tubingowej (technologia I.1 oraz I.2), z tym że w przypadku mechanicznego urabiania skał kombajnem szybowym wynosi on 1,31 m/d, natomiast przy zastosowaniu techniki strzelniczej, tj. zmianie na technologię I.2, znacząco się obniża i wynosi 1,0 m/d. Przy głębieniu szybu z zastosowaniem technologii I.3 postęp jest jeszcze niższy, osiągając wartość około 0,7 m/d. Głębienie szybu w obudowie betonowej lub żelbetowej z zastosowaniem technologii II.1 umożliwia osiąganie postępów wynoszących około 1,31 m/d, analogicznie jak w przypadku technologii I.1. Przy pracach związanych z wykonywaniem stóp lub wnęk technologicznych postęp robót również się zmniejsza i wynosi około 0,44 m/d. Głębienie szybu na odcinku dolomitu głównego (technologia II.1) realizowane jest z postępem 0,54 m/d. Stan taki podyktowany jest realizacją poszczególnych prac w układzie szeregowym, gdzie każda z czynności wykonywana jest z postępem – głębienie szybu w obudowie kotwowej 1,04 m/d, zabudowa drenażu 2,66 m/d oraz wykonanie obudowy betonowej z wykorzystaniem szalunków przekładanych 1,99 m/d. Postęp prac uzyskiwany przy zastosowaniu technologii II.3, tj. przy robotach prowadzonych w warstwach solnych, jest trudny do zidentyfikowania, co związane jest z różnymi typami stosowanej obudowy. Przy realizacji szybu SW-4, gdzie wykonano obudowę powłokową wzmacnianą stalowymi pierścieniami podatnymi wyniósł 0,86 m/d. Ogólnie można stwierdzić, iż postępy uzyskiwane w technologiach z mechanicznym urabianiem skał są wyższe niż w przypadku technologii, w których górotwór urabiany jest za pomocą techniki strzelniczej [3, 5].
W odniesieniu do osiąganych postępów czynności z podgrupy II, istotne znaczenie dla całkowitego czasu prowadzonych prac jest iniekcja kolumny tubingowej, zarówno II jak i III jej etap, bowiem skutkuje ona przestojem w prowadzeniu robót. Postęp prowadzenia III etapu iniekcji ze względu na swoją specyfikę jest trudny do oszacowania, natomiast w etapie II prace odbywają się z postępem 2 pierścienie/dobę dla doszczelniania przez korki „betonowe" i „cementacyjne" oraz 3 pierścienie/dobę w przypadku cementacji przez korki „betonowe". Można powiedzieć, iż średni postęp prac realizowanych w ramach II etapu iniekcji wynosi 2,1 pierścienia/dobę. Jako istotną czynność dla całkowitego czasu realizacji inwestycji wytypowano również zabudowę zbrojenia tymczasowego, które odbywa się ze średnim postępem około 18,4 mb zbrojenia/dobę oraz wiercenie otworów badawczych przebiegające z postępem około 20 m/dobę [3, 5].

4. MOŻLIWOŚĆ ZWIĘKSZENIA OSIĄGANYCH POSTĘPÓW PRAC NA SKUTEK ZMIAN W OBECNIE STOSOWANYCH TECHNOLOGIACH GŁĘBIENIA

Zwiększenia średniego postępu prac związanych z realizacją wyrobisk udostępniających na obszarach złożowych KGHM Polska Miedź S.A. należy upatrywać w możliwości redukcji czasu trwania poszczególnych czynności technologicznych w wydzielonych podgrupach. O ile w przypadku podgrupy I postęp prac jest dość łatwy do zidentyfikowania, to w kwestii proce-

dur przypisanych do podgrupy II wyrazić go można jako wykonane jednostki w funkcji czasu. Spośród ogółu czynności, jako najistotniejsze w kwestii postępu prac wskazano:
Podgrupa I:

- głębienie szybu w obudowie tubingowej (technologia I.1 i I.2), obejmujące ogółem około 31,5% całkowitego czasu realizacji inwestycji;
- głębienie szybu w obudowie betonowej (technologia II.1 i II.2), obejmujące ogółem ponad 10% całkowitego czasu realizacji inwestycji;
- głębienie szybu na odcinku soli kamiennej (technologia II.3), obejmujące ogółem około 9,15% całkowitego czasu realizacji inwestycji (należy mieć tu jednak na uwadze, iż w zależności od lokalizacji wyrobiska udostępniającego miąższości oraz głębokości zalegania utworów solnych znacząco się różnią, co ma kluczowy wpływ na postęp prac).

Podgrupa II:

- II oraz III etap iniekcji kolumny tubingowej obejmującej ogółem około 15,4% całkowitego czasu realizacji inwestycji.

Celem zwiększenia postępów aktualnie realizowanych prac z ww. zakresu, dotyczącego łącznie około 66% całkowitego czasu realizacji obiektu szybowego, właściwym będzie dążenie do maksymalnego skrócenia elementarnych czynności, co w powiązaniu z krotnością ich wykonywania w dużej mierze wpłynie na skrócenie czasu trwania całości inwestycji. Uzasadnionym jest również podejście, w którym możliwie największa ilość prac wykonywana będzie równolegle. Biorąc również pod uwagę elementy jak:

- wiercenie otworów badawczych,
- zabudowa zbrojenia tymczasowego,
- wykonywanie wlotów podszybia,

zajmujących odpowiednio 4,1%, 3% i 7,4% czasu głębienia, można dodatkowo potwierdzić słuszność niniejszych rozważań, skutkujących optymalizacją czasu głębienia wyrobisk udostępniających [1, 2].

4.1. *Technologia I.1*

Zakres proponowanych zmian obejmuje m.in. modernizację konstrukcji kombajnu szybowego oraz pierścienia montażowego wraz ze sposobem jego prowadzenia, równoległe prowadzenie prac związanych z przeglądem kombajnu i betonowaniem przestrzeni za tubingami.
W dotychczas zgłębionych szybach, w interwale skał zamrożonych, a dokładniej w obrębie warstwy kenozoicznej oraz częściowo stropowych partii pstrego piaskowca, urabianie górotworu odbywało się wyłącznie mechanicznie, gdzie ociosy zabezpieczane były głównie obudową tubingową, wykonywaną za postępem przodka „z góry do dołu" metodą podwieszania kolejnych pierścieni tubingowych. Jeden cały cykl technologiczny obejmujący elementarne czynności obecnie realizowane w ramach niniejszej technologii trwa średnio około 27,4 h, co przekładając na 1 mb wyrobiska pozwala na uzyskanie postępu robót wynoszącego około 1,31 m/d. Wartość ta uzależniona jest od stanu zamrożenia skał oraz ich rodzaju, co jest istotne w kwestii mechanicznego urabiania górotworu. Najważniejsze czynności realizowane w pełnym cyklu technologicznym to:

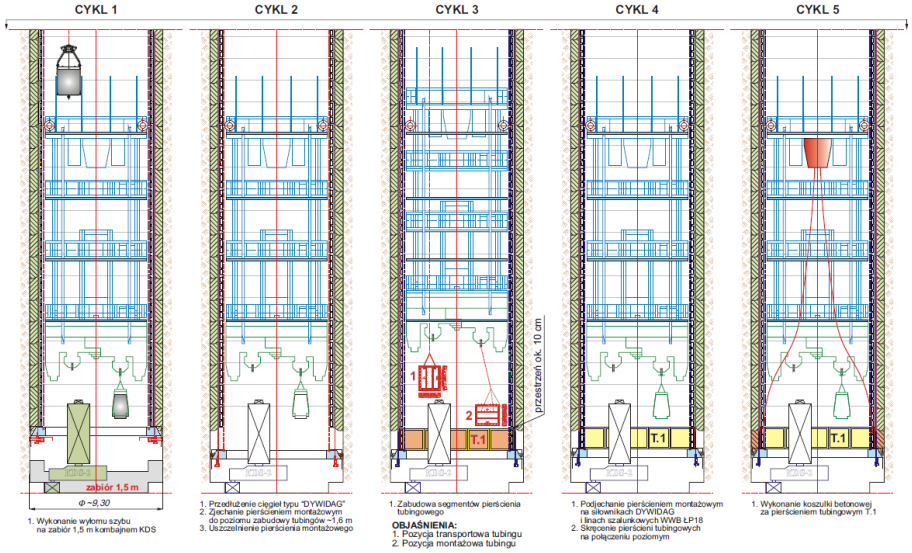
- prace związane z przygotowaniem górotworu do głębienia,
- głębienie przy wykorzystaniu kombajnu szybowego wraz z załadunkiem i transportem urobku na powierzchnię (proces ten w 80% realizowany jest równolegle z urabianiem);
- roboty przygotowawczo-zakończeniowe związane z zabudową pierścienia tubingowego,
- zabudowa pierścienia obudowy tubingowej oraz wykonanie koszulki betonowej.

Mając na uwadze konieczność utrzymania bezpieczeństwa prowadzonych prac, należy zachować szczególną w kwestii tempa prowadzenia prac, gdyż zbyt szybki postęp robót mógłby skutkować uszkodzeniem rur mrożeniowych oraz gorszą jakością wykonanej obudowy, co związane jest z wydzielającym się ciepłem hydratacji betonu. Niemniej jednak, na podstawie wieloletnich doświadczeń można stwierdzić, że głębienie szybu w obrębie kenozoicznych skał płaszcza mrożeniowego z zastosowaniem obudowy tubingowej i z postępem wynoszącym około 2,0 m/d byłoby w pełni bezpieczne.
Spośród robót realizowanych w jednym pełnym cyklu technologicznym wydzielić można te, które w znacznym stopniu wpływają na wydłużenie czasu jego trwania. Są to:

- rewizja obudowy szybu i urządzeń trwająca 1,43 h,
- roboty przygotowawcze do urabiania, tj. przegląd kombajnu oraz wymiana noży.

Prowadzenie dobowej rewizji wyciągowych urządzeń szybowych wynika na wprost z uregulowań prawnych [4], stąd tez brak możliwości jej wyeliminowania. Skrócenie czasu trwania pełnego cyklu możliwe jest do osiągnięcia poprzez modernizację bądź budowę nowego kombajnu szybowego, o konstrukcji bazującej na dotychczasowych rozwiązaniach lecz przy zastosowaniu mechanizmów o dużo większych sprawnościach z równoczesnym wyeliminowaniem obecnych wad. Wykorzystanie nowej konstrukcji organu urabiającego da możliwość zminimalizowania czasu niezbędnego na wymianę noży, co związane jest z ich stopniem zużywania się. Należy wspomnieć, iż czynności związane z prowadzeniem przeglądu kombajnu w pojedynczym cyklu technologicznym mogłyby być prowadzone równolegle z procesem wykonywania koszulki betonowej, co doprowadziłoby do sytuacji, w której kontrola stanu kombajnu szybowego nie miałaby wpływu na czas robót.
Spośród czynności bezpośrednio związanych z postępem głębienia należy wyróżnić urabianie górotworu na zabiór 1,5 m w połączeniu z operacją wydawania urobku na powierzchnię, co obecnie trwa średnio 8 h. Pomimo tego, iż czas ten uzależniony jest od stanu zamrożenia górotworu uważa się, że zastosowanie nowej konstrukcji kombajnu szybowego powodującego wzrost wydajności urabiania, w połączeniu z reorganizacją sposobu prowadzenia robót w przodku wyrobiska i zastosowaniem kubłów urobkowych o pojemności $4 \div 5$ m^3 umożliwi skrócenie czasu trwania całości procesu do 7 h, w których zawiera się również przerwa niezbędna na przegląd stanu urządzenia.
Prace związane z zabudową pierścienia tubingowego trwające łącznie około 11 h podzielić można na dwie grupy, tj. czynności przygotowawcze (5 h) oraz opuszczanie do szybu i montaż w pierścień segmentów tubingowych wraz z połączeniem go z pierścieniem tubingowym zabudowanym w poprzednim cyklu technologicznym (6 h). Wspomniany czas 5 h obejmuje czynności związane ze zjechaniem pierścieniem montażowym oraz jego ustawieniem na dnie szybu i uszczelnieniem przestrzeni pomiędzy pierścieniem a ociosem - łącznie około 4 godziny. Pozostała godzina obejmuje montaż na pierścieniu montażowym podestów roboczych. Przy odpowiedniej modyfikacji konstrukcji pierścienia montażowego, gdzie podesty robocze byłyby jego integralną częścią, jak również przy zmianie sposobu uszczelnienia przestrzeni pomiędzy pierścieniem a ociosem oraz prowadzeniem pierścienia montażowego na cięgłach systemu Dywidag czas ten mógłby być skrócony do około 1,5 godz. Uważa się, iż czas czynności z drugiej grupy nie może być zredukowany ze względu na brak zmiany usprzętowienia wykorzystywanego do realizacji prac.
Proces wykonywania koszulki betonowej trwa obecnie około 6 h, z których samo betonowanie wraz z opuszczeniem niezbędnego do tego celu sprzętu trwa około 3,5 h. Roboty przygotowawcze, powiązane z równoległym wykonywaniem centrowania i niwelacji zabudowywanego w danym cyklu pierścienia tubingowego trwają obecnie około 1 h. Prawie 1,5 h. trwają czyn-

ności prowadzone bezpośrednio po zakończeniu betonowania (m.in. wydanie na powierzchnię wlewek i węży po betonowaniu oraz demontaż z pierścienia montażowego tubingów wszystkich podestów). Zakładając, że podesty będą integralną częścią pierścienia montażowego czynności te mogą zostać skrócone o 0,5 h. Przyjmując dodatkowo, że pierścień montażowy będzie prowadzony na cięgłach systemu Dywidag, cały proces wykonywania koszulki betonowej, łącznie z robotami zakończeniowymi można skrócić do około 4,25 h. Równolegle z procesem betonowania trwającym 2,5 h. prowadzony będzie przegląd kombajnu wraz z przeglądem organu urabiającego oraz wymianą noży [1, 2].
Zmodernizowany sposób realizacji robót z zastosowaniem technologii I.1 przedstawiono na rysunku 1.



Rys. 1. Technologia I.1: głębienie szybu w obudowie tubingowej w całej strefie górotworu zamrożonego – mechaniczne urabianie górotworu (zabudowa jednego pierścienia tubingowego) [1]
Figure 1. Technology no I.1: shaft sinking process with use of tubbing lining in frozen rocks interval – mechanical excavation (build of one tubbing's ring) [1]

Wykazano, iż cały cykl technologiczny można skrócić do około 20,18 h, co przekłada się odpowiednio na postęp rzędu 1,78 m/d.

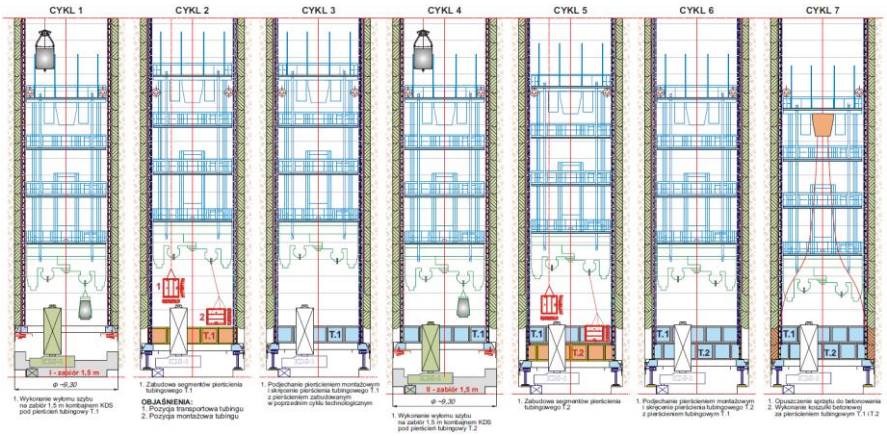
4.2. *Technologia I.2*

W ramach modyfikacji dla technologii I.2 planuje się: wprowadzenie mechanicznego sposobu urabiania skał oraz modernizacja konstrukcji pierścienia montażowego.
Niniejsza technologia w obecnie funkcjonującej postaci dotyczy czynności związanych z głębieniem szybu w interwale zamrożonych skał górnego (jeśli występuje) oraz środkowego pstrego piaskowca, w sytuacji gdy ich wytrzymałość uniemożliwia zastosowanie kombajnu szybowego. Ociosy wyrobiska zabezpieczane są przy wykorzystaniu obudowy tubingowej. Prace realizowane są z postępem około 1,02 m/d. Wielkość otwarcia dna szybu wynosi maksymalnie 5,8 m, co jest wynikiem prób przyspieszenia tempa prac poprzez zmniejszenie sumarycznego czasu trwania robót strzałowych w przeliczeniu na liczbę zabudowywanych pierścieni tubingowych.

W odniesieniu do czynności realizowanych w pojedynczym cyklu prac zauważono znaczące jego wydłużenie w przeliczeniu na jeden zabudowywany pierścień tubingowy w odniesieniu do technologii I.1. W przypadku urabiania skał materiałem wybuchowym, czynności obejmujące wiercenie otworów strzałowych, przeprowadzenie robót strzałowych oraz wydanie urobku na powierzchnię, trwają łącznie 79,54 h (dla czterech zabudowywanych pierścieni tubingowych). W przeliczeniu na jeden pierścień tubingowy daje to czas wynoszący około 13,25 h. Samo przejście z mechanicznego urabiania skał na urabianie skał robotami strzałowymi wydłuża czas głębienia szybu (w przeliczeniu na 1,5 m gotowej obudowy) o 5,25 h. Z całą pewnością istnieją możliwości optymalizacji tej technologii, z tym jednak, że większy efekt dadzą tu działania organizacyjne niż techniczne. Najlepszym z kierunków działań byłoby tu wprowadzenie wydłużonych zabiorów tak, by każdorazowo po zabiorze o wysokości 3,0 m móc zabudowywać po dwa pierścienie tubingowe. Takie podejście zmniejszałoby o połowę czas trwania robót przygotowawczych do wiercenia i betonowania. Jedyną i najważniejszą barierą do wprowadzenia tych zmian jest bezpieczeństwo otworów mrożeniowych.
W celu zwiększenia postępów robót proponuje się zastosować na odcinku skał zwięzłych, w górotworze zamrożonym, zmodernizowany kombajn szybowy.
Modernizacja technologii I.2 musiałaby objąć następujące elementy:

- przystosowanie pierścienia montażowego do podwieszania segmentów pierścienia tubingowego na cięgłach Dywidag;
- przystosowanie organu urabiającego do urabiania skał zwięzłych (pstry piaskowiec);
- dobór noży do organu skrawającego górotwór zwięzły;
- wzmocnienie konstrukcji nośnej kombajnu;
- wymiana hydrauliki siłowej opuszczania głowicy z organem urabiającym (dla wspomagania organu urabiającego) [1, 2].

Zmodernizowany sposób realizacji robót z zastosowaniem technologii I.2 przedstawiono na rysunku 2.
Wykazano, iż na skutek wprowadzenia ww. zmian możliwe będzie prowadzenie robót z zastosowaniem niniejszej technologii z postępem kształtującym się na poziomie około 1,64 m/d.



Rys. 2. Technologia I.2: głębienie szybu w obudowie tubingowej – urabianie kombajnem w pstrym piaskowcu [1]
Figure 2. Technology no I.2: shaft sinking process with use of tubbing lining – mechanical excavation in mottled sandstone layer [1]

4.3. *Technologia II.1*

Planowane do wprowadzenia zmiany w Technologii II.1 obejmują m.in. modernizację konstrukcji szalunku ślizgowego wraz ze sposobem jego prowadzenia i zmianę konstrukcji pomostu roboczego.

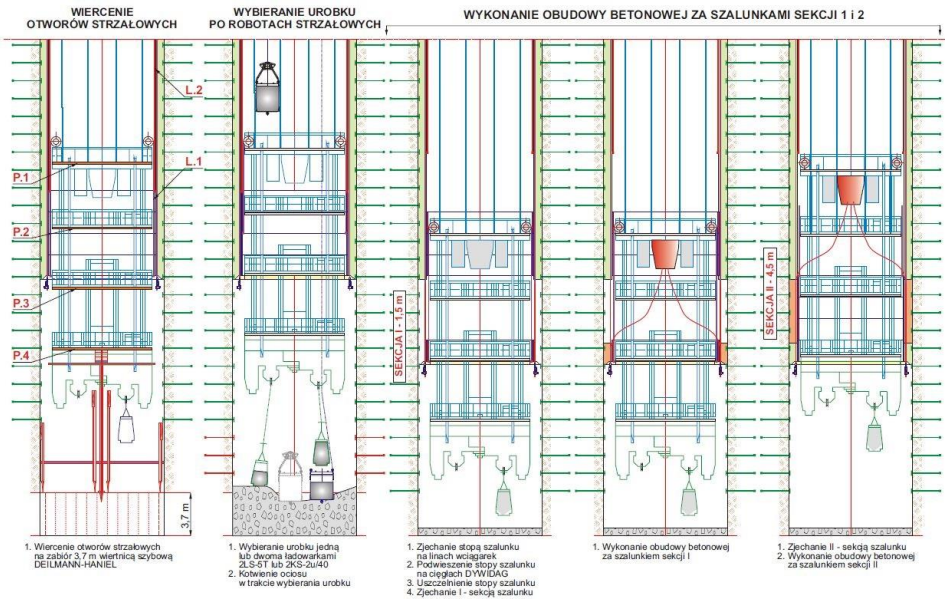
W chwili obecnej niniejsza technologia stanowi podstawę głębienia szybu i wykonywania obudowy na odcinku skał zwięzłych, gdzie nie zachodzi konieczność stosowania specjalnych metod przygotowania górotworu. Proces urabiania realizowany jest przy wykorzystaniu materiału wybuchowego, a obudowa betonowa wznoszona jest za szalunkiem ślizgowym wysokości 3,5 m przy wielkości zabioru 3,7 m (wiercenie przy zastosowaniu wiertarek ręcznych i/lub wiertnicy szybowej trzylawetowej). Prace odbywają się ze średnim postępem wynoszącym około 1,31 m/d.

Głębienie szybu w obudowie ostatecznej betonowej aktualnie prowadzone jest za postępem przodka, gdzie po wykonaniu robót strzałowych i przewietrzeniu wybieranie urobku prowadzone jest ładowarkami dwukabinowymi do dwóch kubłów o pojemności 4 m^3. Po wybraniu urobku do wysokości ~3,55 m od odcinka obudowy wzniesionej w poprzednim cyklu technologicznym przystępuje się do robót przygotowawczych do betonowania. Rozpierany hydraulicznie szalunek ślizgowy o wysokości 3,5 m ustawiany jest bezpośrednio na uprzednio zniwelowanym urobku. Betonowanie przestrzeni za szalunkiem odbywa się dwoma wężami ze zbiornika zabudowanego pod dolnym podestem pomostu roboczego. Dotychczas stosuje się pomost roboczy trzypodestowy z monorelsem i ładowarkami zabudowanymi pod konstrukcją dolnego podestu pomostu roboczego.

Celem uzyskania większych postępów robót, proponowana jest metoda głębienia szybu w obudowie ostatecznej, polegająca na odejściu od wykonywania obudowy betonowej za szalunkiem ślizgowym bezpośrednio na dnie szybu. Nowa metoda polegać będzie na ustawieniu szalunku wielosekcyjnego i betonowaniu za szalunkami w rejonie pomostu roboczego. Zasadnicza technologia głębienia szybu w obudowie betonowej polegać będzie na:

- wykonaniu wyłomu robotami strzałowymi na zabiór 3,7 m;
- wybraniu urobku po robotach strzałowych – czynność ta powinna być realizowana na cztery kubły o pojemności 4 ÷ 5 m3, jedną lub dwoma ładowarkami szybowymi (równoległą czynnością, prowadzoną w trakcie wybierania urobku jest kotwienie ociosów szybu);
- wykonaniu obudowy betonowej za szalunkami sekcyjnymi, max 6 m, z podestów pomostu roboczego [1, 2].

Zoptymalizowany sposób realizacji robót z zastosowaniem technologii II przedstawiono na rysunku 3.



Rys. 3. Technologia II: głębienie szybu w obudowie betonowej – urabianie górotworu materiałem wybuchowym [1]
Figure 3. Technology no II: shaft sinking process with concrete lining installation – excavation with use of explosives [1]

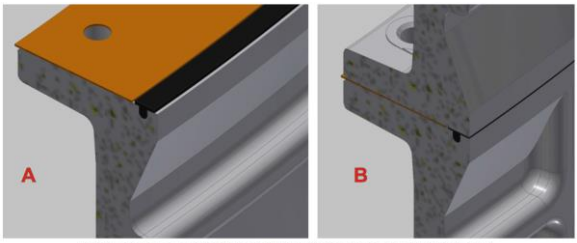
Wykazano, iż na skutek wprowadzenia zmian w przedmiotowej technologii głębienia możliwe będzie prowadzenie robót z postępem kształtującym się na poziomie około 2,00 m/d.

4.4. *Procesy pośrednio wpływające na postęp prowadzonych prac*

Wprowadzenie zmian w ramach prac pośrednio wpływających na postęp przodka głębionego szybu dotyczyć będą:

1. Modyfikacji sposobu uszczelnienia w obrębie złączy poziomych kolumny tubingowej z wprowadzeniem dodatkowej uszczelki z tworzywa sztucznego np. Sikaswell 2010H.
2. Ograniczenia czasu prowadzenia II etapu iniekcji kolumny tubingowej wyłącznie do korków betonowych oraz modyfikacji sposobu prowadzenia przedmiotowych prac.

Poprawa szczelności złączy poziomych kolumny tubingowej pozwoli na skrócenie czasu prowadzenia zabiegów iniekcyjnych Etapu III iniekcji doszczelniającej. Przeanalizowano możliwość modyfikacji sposobu uszczelnienia segmentów tubingowych w zakresie gwarantującym trwałą szczelność obudowy po rozmrożeniu górotworu. Wytypowano możliwą do zastosowania uszczelkę, wykonaną z tworzywa sztucznego. Zastosowanie dodatkowego uszczelnienia kolumny tubingowej wymagać będzie wprowadzenia drobnych modyfikacji w konstrukcji segmentów tubingowych. Należy jednak zaznaczyć, iż konieczne jest utrzymanie obecnego sposobu uszczelnienia, tj. bazującego na uszczelkach ołowianych.
Na rys.4. przedstawiono propozycję zabudowy dodatkowego uszczelnienia segmentów tubingowych w obrębie złączy poziomych [1, 2].

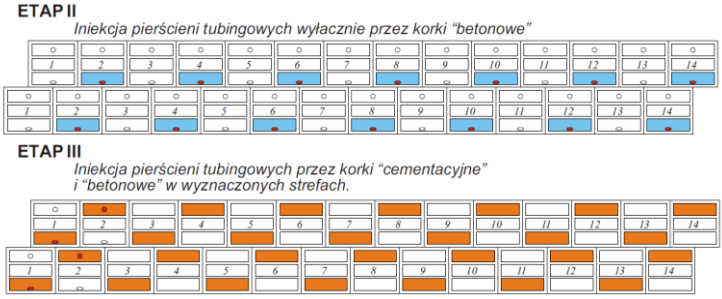


Rys. 4. Dodatkowe uszczelnienie złączy poziomych kolumny tubingowej przy zastosowaniu uszczelki wykonanej z tworzywa sztucznego [1]
Figure 4. Additional sealing of tubbing's ring on its horizontal surface with use of plastic gasket [1]

Ograniczenie czasu prowadzenia II Etapu iniekcji doszczelniającej planuje zrealizować się poprzez ograniczenie zatłaczania mleczka cementowego wyłącznie do korków wlewu betonu DN100 (korki „B") oraz konsekwentnie ograniczenie Etapu III iniekcji do prowadzenia przez korki „B" oraz cementacyjne (korki „C") wyłącznie zaczynami chemicznymi i tylko w ściśle wskazanych strefach, gdzie zauważalny będzie wyciek wody. Uważa się za konieczne reorganizację sposobu prowadzenia prac, gdzie wskazane jest:

- prowadzenie iniekcji dwoma zestawami pompowymi,
- dostosowanie obsady stanowisk roboczych na czas trwania zabiegów iniekcyjnych.

Mając na uwadze kompleksowość prowadzonych prac iniekcyjnych, należy nadmienić, iż wskazanym będzie prowadzenie I Etapu iniekcji wyłącznie w sytuacjach awaryjnych (ze względu na znikome chłonności koszulki betonowej w przedmiotowej fazie robót).
Na rys.5. przedstawiono koncepcję prowadzenia iniekcji kolumny tubingowej [1, 2].



Rys. 5. Koncepcja iniekcji doszczelniającej obudowę tubingową [1]
Figure 5. The concept of 2nd and 3rd stage of tubbing's lining injection [1]

Wykazano, iż na skutek wprowadzonych zmian możliwe będzie prowadzenie II Etapu iniekcji z postępem kształtującym się na poziomie około 6,00 m/d, tj. obejmującej 4 pierścienie tubingowe na dobę. Skuteczność zastosowania dodatkowego uszczelnienia kolumny tubingowej na złączach poziomych możliwa będzie do zweryfikowania po zakończonych testach.

WNIOSKI

Technologie głębienia szybów funkcjonujące w aktualnej formie i stosowane w ramach procesu realizacji wyrobisk udostępniających w obrębie obszarów złożowych Monokliny Przedsudeckiej wypracowane zostały na przestrzeni wielu lat i są gwarantem bezpieczeństwa prowadzonych robót. Jest to bardzo ważną kwestią zważając na fakt napotykanych obecnie, coraz trudniejszych warunków geologiczno-hydrogeologicznych oraz górniczych w miejscu lokalizacji kolejnych szybów. Nie bez znaczenia są tu również zwiększające się głębokości wyrobisk. Konieczność optymalizacji stosowanych rozwiązań techniczno-technologicznych wynika przede wszystkim z długiego czasu głębienia wyrobisk, którego konsekwencją są koszty całości inwestycji.

Jak wykazano, istnieje możliwość skrócenia czasu głębienia wyrobisk udostępniających, co może być zrealizowane poprzez wprowadzenie zmian w zakresie stosowanych maszyn i urządzeń oraz odpowiedniej organizacji pracy. Szczególną uwagę przyłożono do analizy elementarnych cykli technologicznych realizowanych w ramach aktualnie funkcjonujących technologii głębienia. Wskazano na konieczność zmian w zakresie:

- Technologia I.1: modernizacja konstrukcji kombajnu szybowego oraz pierścienia montażowego wraz ze sposobem jego prowadzenia, równoległe prowadzenie prac związanych z przeglądem kombajnu i betonowaniem przestrzeni za tubingami;
- Technologia I.2: wprowadzenie mechanicznego sposobu urabiania skał oraz modernizacja konstrukcji pierścienia montażowego;
- Technologia II.1: modernizacja konstrukcji szalunku ślizgowego wraz ze sposobem jego prowadzenia i zmiana konstrukcji pomostu roboczego;
- Prace pośrednio wpływające na postęp przodka: wprowadzenie dodatkowego uszczelnienia w obrębie złączy poziomych segmentów tubingowych, ograniczenie czasu prowadzenia Etapu II iniekcji doszczelniającej wraz z reorganizacją sposobu prowadzenia prac.

Udowodniono, iż w konsekwencji proponowanych zmian możliwe będzie zwiększenie postępu realizacji prac w zakresie elementarnych cykli technologicznych realizowanych w ramach poszczególnych technologii głębienia. Efekt ten, zważając na krotność powtarzania w czynności, skutkował będzie wyraźnym skróceniem całkowitego czasu głębienia. Nawiązując do całości procesu zrealizowanego przy głębieniu szybu SW-4, wprowadzenie ww. modyfikacji, umożliwiłoby skrócenie czasu trwania robót z około 1989 do około 1548 dni. Nie wyklucza się możliwości dalszej optymalizacji technologii głębienia, a tym samym osiągnięcia jeszcze większego zysku czasowego.

LITERATURA

[1] Praca zbiorowa dot. realizacji Etapu I Zadania nr 1 Projektu I-MORE: Analiza dotychczas stosowanych rozwiązań technologicznych oraz organizacyjnych w procesie wykonywania wyrobisk udostępniających złoża rudy miedzi w Polsce, ze wskazaniem elementów mających najistotniejszy wpływ na osiąganą wydajność. KGHM CUPRUM, PeBeKa S.A., Wrocław, styczeń 2016 r.

[2] Materiały dot. realizacji Etapów I÷VII Zadania nr 5 Projektu I-MORE: Innowacyjna technologia wykonywania wyrobisk udostępniających złoże na dużych głębokościach w obszarach koncesyjnych KGHM Polska Miedź S.A. KGHM CUPRUM, PeBeKa S.A., Akademia Górniczo-Hutnicza, Główny Instytut Górnictwa, Politechnika Wrocławska, Wrocław, styczeń 2018 r.

[3] Fabich S., Świtoń S., Chojnacki W., Rutkowski T.: Ocena możliwości optymalizacji technologii głębienia szybów w polskich kopalniach rud miedzi. KGHM CUPRUM, PeBeKa S.A., Wrocław, 2017 r.

[4] Rozporządzenie Ministra Spraw Wewnętrznych i Administracji z dnia 28 czerwca 2002 roku w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. 2002 Nr 139, poz. 1169 z późn. zm.).

CHANGES IN SHAFT SINKING TECHNOLOGY IN POLISH COPPER ORE MINES TO INCREASE ITS EFFICIENCY

Shaft sinking process is dependent on specific geological, hydrogeological and mining conditions. Sinking of the 1250 m shaft with the technology that is currently used in LGOM mines lasts 5 years. The main goal of the investment is to shortening its time and to make costs more efficient. To achieve this target, some changes in sinking technology were introduced. Those are based on experience that were gained over years of shaft sinking in LGOM mines. This paper presents the results of Task 5 of the I-MORE Project, co-financed by the National Center for Research and Development and KGHM Polska Miedź SA. The main goal of this project was to develop shaft sinking technology that enables the investment to be completed in the shortest possible time, while maintaining work safety and the lowest possible cost.

Konsolidacja górotworu spoiwami mineralno-cementowymi podczas eksploatacji ścian – doświadczenia KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" Ruch „Jastrzębie"

Paweł Zimoń, Tomasz Chiliński, Artur Słomian
KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" Ruch „Jastrzębie"

Marian Pytlik
JSW S.A.

STRESZCZENIE: W artykule przedstawiono sposób wzmacniania i uszczelniania górotworu, metodą iniekcji spoiw mineralno-cementowych. Metoda ta znana jest od ponad 150 lat a obecnie przeżywa swój renesans. Przyczynił się do tego rozwój chemii stosowanej w budownictwie oraz maszyn i urządzeń do ich stosowania. Metoda konsolidacji górotworu spoiwami mineralno-cementowymi zastosowana w KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" Ruch „Jastrzębie" w sposób znaczący przyczyniła się do poprawy bezpieczeństwa pracującej załogi, warunków stropowych oraz oszczędności finansowych.

SŁOWA KLUCZOWE: spoiwa, iniekcja, budownictwo podziemne

WSTĘP

Wzmacnianie i uszczelnianie gruntów jest w ostatnim okresie coraz częściej stosowaną metodą w budownictwie. W metodach budowlanych iniekcja spoiw mineralno-cementowych rozwiązuje problemy, których nie można pokonać tradycyjnymi sposobami. Również w budownictwie podziemnym już od ponad 150 lat stosuje się wzmacnianie skał przy drążeniu wyrobisk poziomych i pionowych oraz eksploatacji ścian [7].

W Kopalni Węgla Kamiennego „Jas-Mos" (obecnie KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" Ruch „Jastrzębie") w roku 2010 podjęto pierwsze próby zastosowania iniekcji zaczynów mineralno-cementowych do wzmacniania stropów w miejscach zaburzeń górniczo-geologicznych, a także w pracach polegających na profilaktycznym zapobieganiu obwałów w przodkach eksploatacyjnych. Dotychczas podczas eksploatacji ściany lub drążenia wyrobiska chodnikowego do wzmocnienia (konsolidacji) górotworu w rejonie występujących zaburzeń geologiczno-górniczych (strefy uskoków, rozwarstwienia górotworu, skały stropowe o małej wytrzymałości na ściskanie, zawodnienie górotworu, rumosz skalny itp.) stosuje się dwuskładnikowe kleje

chemiczne (poliuretanowe, mineralno-organiczne itp.). Kleje chemiczne poliuretanowe podczas reakcji składników wytwarzają wysoką temperaturę, która może spowodować zapalenie się eksploatowanego (lub pozostawionego w zrobach) węgla, dlatego kopalnie znacznie ograniczyły lub całkowicie wyeliminowały stosowanie klejów poliuretanowych.



Rys. 1. Agregat pompująco-mieszający UELMAT-ADIBUD na stanowisku pracy (fot. Artur Słomian)
Fig. 1. A Pumping-Mixing Generator UELMAT-ADIBUD at a workstation (photo Artur Słomian)



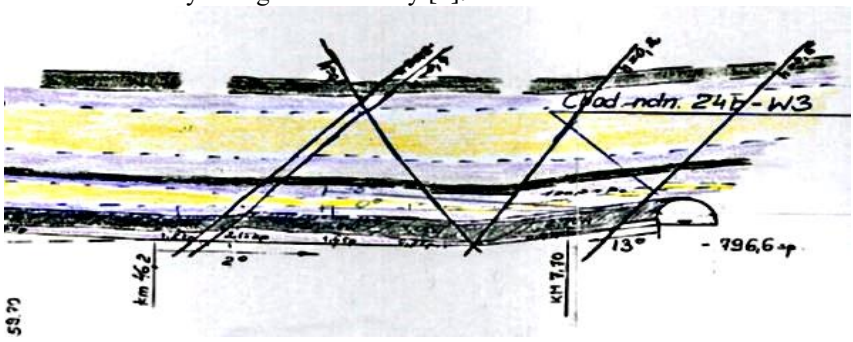
Rys. 2. Paker iniekcyjny (fot. Artur Słomian)
Fig. 2. An injection load (photo Artur Słomian)

Konieczność stosowania dwuskładnikowych klejów chemicznych powoduje znaczne zwiększenie jednostkowej ceny wydobywanego węgla. Kopalnia w/w metodę prowadzi do dnia dzisiejszego na podstawie opracowanej technologii oraz zdobytych długoletnich doświadczeniach. Konsolidacja wykonywana jest przy użyciu agregatów pompująco-mieszających UELMAT-ADIBUD, PUMA i PUMA M (rys.1 i 2) z zastosowaniem spoiw ADIBET W60 (również w odmianach A i B). Metoda ta znalazła zastosowanie już w 26 rejonach prowadzonych robót.

WYBRANE PRZYKŁADY

Ściana 24 pokład 505/2 partia W3

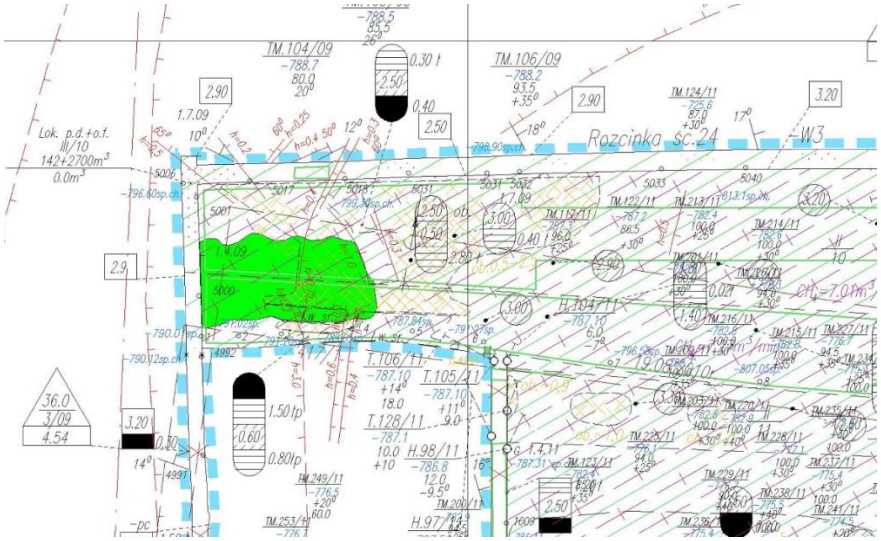
Ściana 24 prowadzona była z północy na południe po wzniosie. Miąższość pokładu w rejonie ściany wynosiła od 1,5 m do 4,0 m. Strop bezpośredni pokładu stanowi warstwa mułowca o miąższości do ok. 5 m. Nad pokładem 505/2, w odległości 3-10 m znajduje się pokład 505/1łd który został częściowo wyeksploatowany (rys. 3). Wytrzymałość na ściskanie węgla pokładu 505/2 R_c=9,2-14,0 MPa, skał stropowych R_c=40,0-46,8 MPa. Już na rozruchu ściany pojawiły się problemy z utrzymaniem stropu w ścianie w jej górnym odcinku ze względu na liczne uskoki w tym fragmencie ściany [1].



Rys. 3. Przekrój przez fragment ściany 24 pokład 505/2 partia W3
Fig. 3. A cross-section of a piece of a wall 24, a bed 505/2, a lot W3

W celu wzmocnienia skał stropowych tworzących górotwór, od strony chodnika nadścianowego 24-W3 wywiercono serię otworów o długości 40 m i średnicy 65 mm przed frontem ściany w odległości 8-16 oraz od strony frontu ścianowego od sekcji obudowy zmechanizowanej nr 160 do 183 (rys. 4). Tłoczenie spoiwa za każdym razem przerywano gdy ciśnienie tłoczonej zawiesiny wzrastało do 20 bar lub w przypadku pojawiających się wycieków spoiwa ze szczelin (rys. 6). W sumie wtłoczono ok. 11580 kg spoiwa.

W trakcie późniejszej eksploatacji ściany 24 pokład 505/2 partia W3 pojawił się problem z utrzymaniem stropu w rejonie zlikwidowanego chodnika podścianowego 40-W3 w pokładzie wyżej leżącym 505/1 i 505/1łg znajdującym się ok. 2-3 m nad frontem ściany 24 (rys. 5). W wyżej wymienionym rejonie skały stropowe ze względu na znaczny stopień zawodnienia miały skłonność do odspajania i tworzenia w tym miejscu obwału, co przyczyniało się do zagrożenia bezpieczeństwa pracującej załogi. Na podstawie opracowanej technologii, lokalnie wzmocniono „półkę" oddzielającą pokład 505/2 od 505/1 i 505/1łg. Wiercono otwory prostopadłe do frontu ściany o maksymalnej długości ok. 10 m [1].



Rys. 4. Rejon wzmocnienia stropu w rejonie uskoków
Fig. 4. An area of hardening of a roof in the region of faults

Wzmocnienie stropu w w/w rejonie ściany 24 prowadzone było na odcinku ponad 70 m, gdzie wtłoczono ok. 8275 kg spoiwa typu ADIBET W60. Agregat pompująco-mieszający wykorzystany do wytworzenia mieszaniny ustawiony był w chodniku nadścianowym 24-W3 ponad 100 m od ściany ze względu na „Strefę szczególnego zagrożenia tąpaniami". Tak więc odległość, na którą podawane było spoiwo wynosiła ponad 190 m. Ze względu na liczne spękania stropu w miejscu konsolidacji, spoiwo podawano w konsystencji półplastycznej.



Rys. 5. Rejon konsolidacji stropu w rejonie wpływu zrobów śc.40b pokł.505/1
Fig. 5. An area of a consolidation of the roof in the region of the influence of goafs a wall 40b, bed 505/1



Rys. 6. Miejsce wypływu spoiwa (fot. Artur Słomian)
Fig. 6. A place of an outflow of a binder. (photo Artur Słomian)

Ściana 21 i 25 pokład 505/2

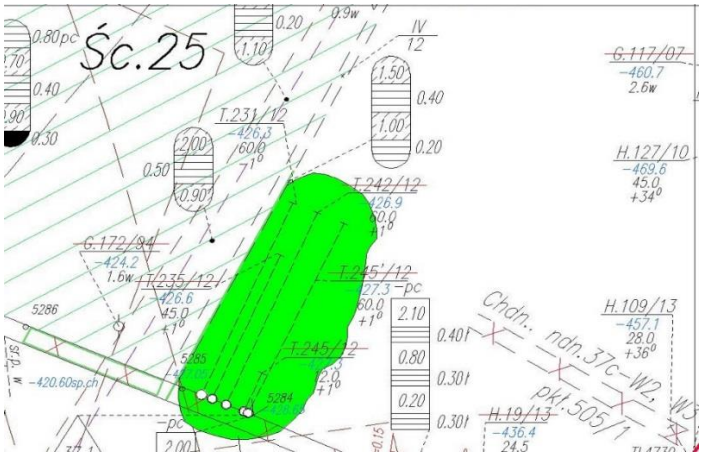
Ściana 21 była eksploatowana pod zrobami ściany 33 w pokładzie 505/1 w odległościok. 6-11 m. W wyniku tak niewielkiej odległości pomiędzy pokładami, nastąpiło osłabienie skał tworzących strop pokładu 505/2 poprzez znaczne spękanie i zawodnienie stropu pokładu 505/2. Zroby ściany 33 zostały doszczelnione mieszaniną podsadzkową. Miąższość pokładu 505/2 w parceli ścianowej wynosiła 1,0-2,4 m. Wytrzymałość węgla na ściskanie R_c=9,2-14,0 MPa [2].



Rys.7. Mapa z rejonu ściany 21 pokł.505/2 partia W2 z zaznaczonym miejscem konsolidacji
Fig.7. A map from a region of a wall 21, a bed 505/2, a lot W2 with a marked place of a consolidation

Konsolidację prowadzono otworami wierconymi od strony frontu ścianowego i chodnika nadścianowego 21-W2 (rys.7). Wykonane otwory wiercone były w układzie „V" tzn. z jednego

ustawienia wiertnicy dwa otwory. Roboty związane z wierceniem i tłoczeniem od strony ściany wykonywane były w dniach sobota-niedziela, natomiast w tygodniu od strony chodnika. Otwory wiercone były o długości maksymalnej do 10m, wiertnicą WD-O2EA. Ten sposób pozwolił na bezproblemową pracę przodka ścianowego w dni obłożone do wydobycia. W wyżej wymienionym rejonie wtłoczono spoiwo typu ADIBET W60 w ilości 30880 kg. Podobny problem wystąpił w sąsiedniej ścianie 25 pokład 505/2 partia W3. W wyniku znacznego osłabienia skał stropowych ściany 25 oraz wzrostu zagrożenia opadu stropu, wzmocniono strop poprzez konsolidację spoiwami mineralno-cementowymi. W tym celu wykonane zostały 3 otwory o długości 60 m, jeden 45 m i 12 m. (wszystkie o średnicy 65 mm), od strony chodnika nadścianowego 25-W3 [3]. W w/w rejonie wtłoczono spoiwo typu ADIBET W60 w ilości 14045 kg (rys.8).

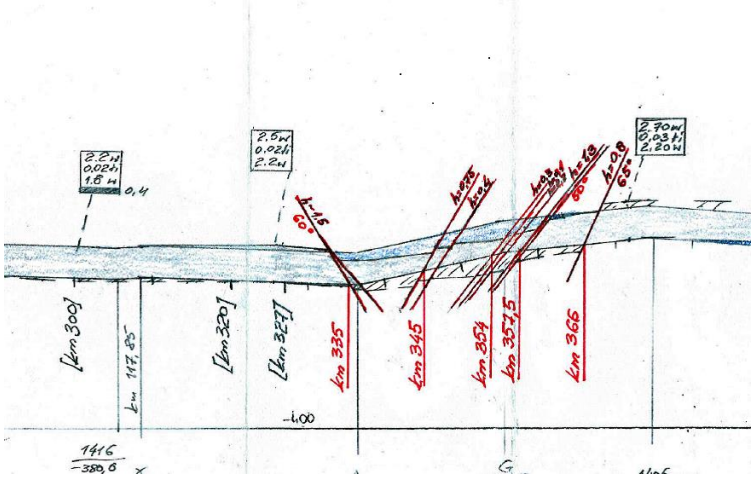


Rys. 8. Mapa z rejonu ściany 25 pokł.505/2 partia W3 z zaznaczonym miejscem konsolidacji
Fig. 8. A map from the region of a wall 25, a bed 505/2, a lot W3 with a marked place of a consolidation

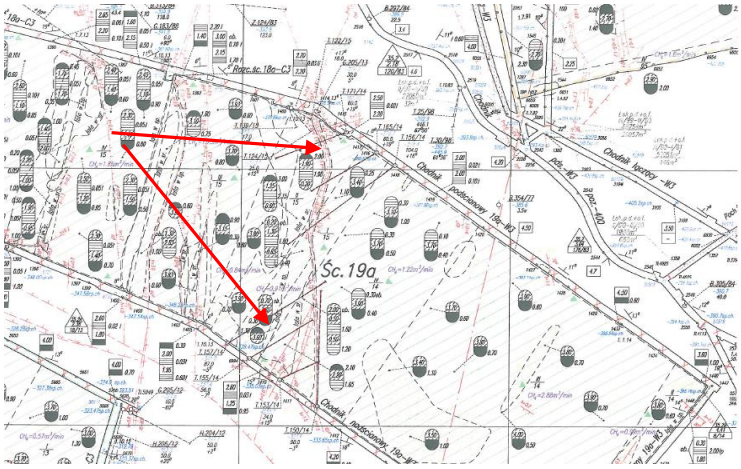
Ściana 19a pokład 415/1-4 partia C3,W3

Ściana 19a prowadzona była w części partii C3 oraz południowo-zachodniej części partii W3, w rejonie zlikwidowanego szybu Sz/W-P Jas V. Miąższość pokładu w rejonie ściany wynosiła od 3,5 m do 5,5 m. Strop bezpośredni pokładu stanowiła warstwa łupka ilastego, zapiaszczonego przechodzącego w łupek piaszczysty o miąższości do ok. 3,5 m (rys.9). Wytrzymałość na ściskanie węgla pokładu 415/1-4 R_c=12,9-14,5 MPa, skał stropowych R_c=27,7-35,0 MPa. W czasie eksploatacji ściany stwierdzono liczne uskoki i zaburzenia górniczo-geologiczne [4].

W celu poprawy warunków stropowych zastosowano konsolidację skał stropowych na niespotykaną dotąd skalę. Już na etapie rozruchu ściany, w celu poprawy warunków stropowych od strony rozcinki ściany 19a-W3 przeprowadzono wzmocnienie skał stropowych 33 otworami na odcinku 125 m. Otwory wiercone były w stropie na głębokość max. 10 m. Konsolidację prowadzono od strony chodników przyścianowych i ściany z wykorzystaniem dwóch agregatów pompująco-mieszających typu PUMA. W strefie największych zaburzeń i uskoków w celu wzmocnienia skał stropowych, wiercono otwory od 30 do 104 m od strony chodników przyścianowych a w sumie za cały okres eksploatacji ściany 19a wtłoczono ok. 286 000 kg spoiwa ADIBET W60, ADIBET W60A i ADIBET W60B (rys.10).



Rys. 9. Przekrój geologiczny z chodnika podścianowego 19a-C3 – strefy uskokowe
Fig. 9. A geological cross-section of a bottom gate 19a-C3 – faults zones

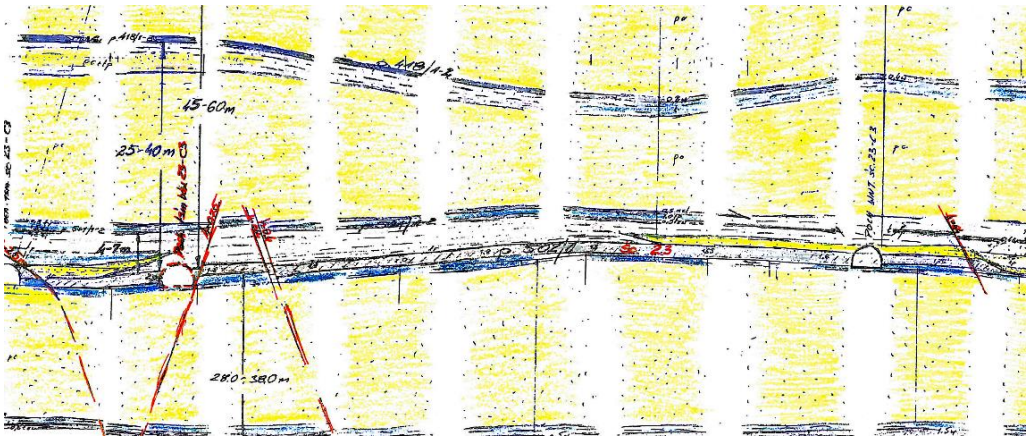


Rys. 10. Mapa z rejonu ściany 19a pokład 415/1-4 z zaznaczonymi długimi otworami do iniekcji
Fig. 10. A map from a region of a wall 19a, a bed 415/1-4 with marked long drillholes for an injection

Ściana 23 pokład 502/1 partia C3

Ściana 23 pokład 502/1 partia C3 eksploatowana była po wzniosie w kierunku południowym w rejonie zrębu tektonicznego pomiędzy strefą uskokową h=1,5-95 m na zachodzie i strefą Uskoku Gogołowskiego I h=1,5-30 m na wschodzie. Ściana prowadzona była w rejonie osi lokalnej antykliny biegnącej w kierunku północ-południe o niewielkiej amplitudzie. Pokład zbudowany jest z jednej warstwy węgla o miąższości 1,1-2,4 m. W Przecince wnt.-bad.-C3 na niewielkim odcinku, wystąpiło ścienienie pokładu poniżej 1,1 m praktycznie do całkowitego zaniku (rys.11). W stropie pokładu zalega mułowiec miąższości dochodzącej do 3,0 m, powy-

żej występują pokłady 501/1 oraz 501/2, o miąższości ok. 0,5 m. Wytrzymałość na ściskanie węgla pokładu 505/2 Rc=3,82-11,19 MPa, skał stropowych Rc=20,6-58,5 MPa [5].



Rys. 11. Przekrój geologiczny rejonu ściany 23 pokład 502/1
Fig. 11. A geological cross-section of a region of a wall 23, a bed 502/1

Z końcem roku 2013 podjęto decyzję o wydłużeniu biegu ściany 23 pokład 502/1 partia C3. Eksploatacja wiązała się jednak z ciężkimi warunkami górniczo- geologicznych z uwagi na liczne uskoki, a także zmianą długości ściany. Dodatkowym wyzwaniem był przejazd ściany przez chodnik znajdujący się równolegle do frontu ścianowego (przecinka wentylacyjno-badawcza-C3). Zastosowano sprawdzoną już technologię konsolidacji skał stropu, która przyniosła efekty. W znaczący sposób ograniczono opady skał stropowych w ścianie 23 oraz nastąpiła poprawa warunków w rejonie skrzyżowania ściany z pochylnią wentylacyjną ść.23-C3. Iniekcję przeprowadzono 24 otworami o długościach nie przekraczających 10 m. Otwory wiercone były od strony ściany 23, przecinki wentylacyjno-badawczej-C3, pochylni wentylacyjnej ść.23-C3 oraz pochylni taśmowej ść.23-C3. W sumie wtłoczono 8835 kg spoiwa typu ADIBET W60 z wykorzystaniem agregatu typu PUMA M (rys.12). Agregat ten został następnie wykorzystany do podawania spoiwa do wypełnienia tub szalunkowych, które były wzmocnieniem przecinki wentylacyjno-badawczej-C3 (rys. 13).



Rys. 12. Miejsca wykonanej konsolidacji stropu
Fig. 12. A place where a consolidation of a roof was made

WNIOSKI

Zastosowanie rozwiązania technologicznego wzmocnienia (konsolidacji) górotworu spoiwem mineralno-cementowym, zapewnia bezpieczeństwo, ciągłość prowadzonych robót eksploatacyjnych i drążeniowych w rejonie występujących zaburzeń geologiczno-górniczych. Ponadto uzyskuje się następujące korzyści:

1. Znaczne ograniczenie kosztu wykonywanego wzmocnienia górotworu – niższa cena spoiwa mineralno-organicznego w stosunku do klejów chemicznych
   Cena wytworzenia 1[m^3] utwardzonego spoiwa (kleju):
   - Koszt zakupu spoiwa mineralno-organicznego to 0,95 zł/kg. Do wytworzenia 1 m^3 utwardzonego spoiwa potrzeba 1400 kg spoiwa.
     Cena wytworzenia 1 m^3 utwardzonego spoiwa to zatem 1330 zł.
   - Koszt zakupu kleju poliuretanowego szybkoreagującego to 7,64 zł/kg. Do wytworzenia 1 m^3 utwardzonego kleju (współczynnik spienienia 2,0) potrzeba 500 kg kleju poliuretanowego.
     Cena wytworzenia 1[m^3] utwardzonego kleju poliuretanowego to 3820 [zł]
   - Koszt zakupu kleju mineralno-organicznego to 5,71 zł/kg.
     Do wytworzenia 1m^3 utwardzonego kleju (współczynnik spienienia 1,0) potrzeba 1000[kg] kleju mineralno-organicznego.
     Cena wytworzenia 1m^3 utwardzonego kleju mineralno-organicznego to 5710 zł.

   Wzmacnianie (konsolidacja) spoiwem mineralno-cementowym znacznie ogranicza koszty:
   – o 65 [%] – w kopalniach wykonujących podobne wzmocnienia klejami poliuretanowymi,
   – o 77 [%] – w kopalniach wykonujących podobne wzmocnienia klejami mineralno-orgnicznymi.

2. Brak przestojów technologicznych ściany podczas prowadzenia jej normalnego 5 dniowego postępu w związku z możliwością zastosowania wzmocnienia (konsolidacji) otworami o długości do 10m w związku z tym możliwość prowadzenia robót wzmacniających jedynie w dni wolne od pracy.
3. Ograniczenie ilości roboczodniówek pracowników z uwagi na właściwości spoiwa. Mniejsza ilość dłuższych otworów. Możliwość wzmacniania (konsolidacji) górotworu na większym wybiegu wyrobiska ścianowego.
4. Możliwość wzmocnienia (konsolidacji) zarówno mało spękanego, jak i mocno spękanego (rumosz skalny) górotworu. W zależności od stosunku podawania mieszaniny woda/spoiwo, uzyskuje się od ciekłej do plastycznej konsystencji podawanego materiału.
5. Ograniczenie kosztu zakupu urządzeń. Agregaty mieszająco-pompujące podające materiał do wzmocnienia (konsolidacji) górotworu, mogą być również używane w wyrobiskach chodnikowych do podawania spoiwa wykładki mechanicznej.
6. Wyeliminowanie możliwości zapalenia się eksploatowanego (lub pozostawionego w zrobach) węgla, z uwagi na własności fizyko-chemiczne spoiwa mineralno-cementowego.
7. Poprawa bezpieczeństwa prowadzonych robót. Technologia eliminuje niebezpieczne substancje i związki chemiczne zawarte w składnikach klejów, powstające podczas reakcji składników lub podczas ich palenia (pożar).

LITERATURA

[1] Chiliński T., Słomian A.: Technologia konsolidacji stref zaburzeń geologicznych (uskoki) w rejonie chodników przyścianowych i ściany 24 w pokł. 505/2 przy pomocy spoiw cementowo-mineralnych, Jastrzębie-Zdrój 2010 (niepublik.).
[2] Chiliński T., Słomian A.: Technologia konsolidacji stref zaburzeń geologicznych (uskoki) w rejonie chodników przyścianowych i ściany 21 w pokł. 505/2 przy pomocy spoiw cementowo-mineralnych, Jastrzębie-Zdrój 2012 (niepublik.).
[3] Chiliński T., Słomian A.: Technologia konsolidacji stref zaburzeń geologicznych (uskoki) w rejonie chodników przyścianowych i ściany 25 w pokł. 505/2 przy pomocy spoiw cementowo-mineralnych, Jastrzębie-Zdrój 2012 (niepublik.).
[4] Chiliński T., Słomian A.: Technologia konsolidacji stref zaburzeń geologicznych (uskoki) w rejonie chodników przyścianowych i ściany 19b w pokł. 415/1-4 przy pomocy spoiw cementowo-mineralnych, Jastrzębie-Zdrój 2014 (niepublik.).
[5] Chiliński T., Słomian A.: Technologia konsolidacji stref zaburzeń geologicznych (uskoki) w rejonie chodników przyścianowych i ściany 23 w pokł. 502/1 przy pomocy spoiw cementowo-mineralnych, Jastrzębie-Zdrój 2014 (niepublik.).
[6] INSTRUKCJA STOSOWANIA WRAZ Z ZASADAMI BHP IS/NR 10/05/2011 spoiwa mineralno-cementowego ADIBET – W w odmianie ADIBET – W60, Mysłowice 2011 [7] Władysław Miłkowski, Ewa Gliwa, Piotr Szedel: „Wzmacnianie i uszczelnianie górotworu środkami chemicznymi". Wydaw. „Śląsk", Katowice 1982.

EXPERIENCE OF "BORYNIA-ZOFIÓWKA-JASTRZĘBIE" COAL MINE- "JASTRZĘBIE" INDUSTRIAL PLANT IN A ROCK MASS CONSOLIDATION WITH MINERAL-CEMENT BINDERS DURING WALLS EXPLOITATION – CHOSEN EXAMPLES

ABSTRACT: In the article there is presented a way of hardening and obturation of the rock mass by the use of a method of injection of mineral-cement binders. The method has been

known for over 150 years and now it is having its Renaissance. It was influenced by development of chemistry used in construction as well as machines and devices for their usage. The method of consolidation of the rock mass by mineral-cement binders used at “Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” coal mine- “Jastrzębie” industrial plant has significantly contributed to the improvement of safety of a working staff, the condition of a structural roof and financial savings.

KEY WODS: binders, injection, underground construction

Konsolidacja górotworu spoiwami mineralno-cementowymi podczas eksploatacji ścian - doświadczenia KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch „Jastrzębie”

Paweł Zimoń
Tomasz Chiliński
Artur Słomian
KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch „Jastrzębie”
Marian Pytlik
JSW S.A.



- W Kopalni Węgla Kamiennego „Jas-Mos” (obecnie KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch „Jastrzębie”) w roku 2010 podjęto pierwsze próby zastosowania iniekcji zaczynów mineralno-cementowych do wzmacniania stropów w miejscach zaburzeń górniczo-geologicznych, a także w pracach polegających na profilaktycznym zapobieganiu obwałów w przodkach eksploatacyjnych. Dotychczas podczas eksploatacji ściany lub drążenia wyrobiska chodnikowego do wzmocnienia (konsolidacji) górotworu w rejonie występujących zaburzeń geologiczno-górniczych (strefy uskoków, rozwarstwienia górotworu, skały stropowe o małej wytrzymałości na ściskanie, zawodnienie górotworu, rumosz skalny itp.) stosuje się dwuskładnikowe kleje chemiczne (poliuretanowe, mineralno-organiczne itp.). Kleje chemiczne poliuretanowe podczas reakcji składników wytwarzają wysoką temperaturę, która może spowodować zapalenie się eksploatowanego (lub pozostawionego w zrobach) węgla, dlatego kopalnie znacznie ograniczyły lub całkowicie wyeliminowały stosowanie klejów poliuretanowych. Konieczność stosowania dwuskładnikowych klejów chemicznych powoduje znaczne zwiększenie jednostkowej ceny wydobywanego węgla. Kopalnia w/w metodę prowadzi do dnia dzisiejszego na podstawie opracowanej technologii oraz zdobytych długoletnich doświadczeniach. Konsolidacja wykonywana jest przy użyciu agregatów pompująco-mieszających UELMAT-ADIBUD, PUMA i PUMA M (rys.1 i 2) z zastosowaniem spoiw ADIBET W60 (również w odmianach A i B). Metoda ta znalazła zastosowanie już w 27 rejonach prowadzonych robót.

Do zastosowania konsolidacji górotworu spoiwami mineralno-cementowymi ……:

- agregaty pompująco-mieszające,
- pakery uszczelniające,
- magistralę,
- spoiwa,







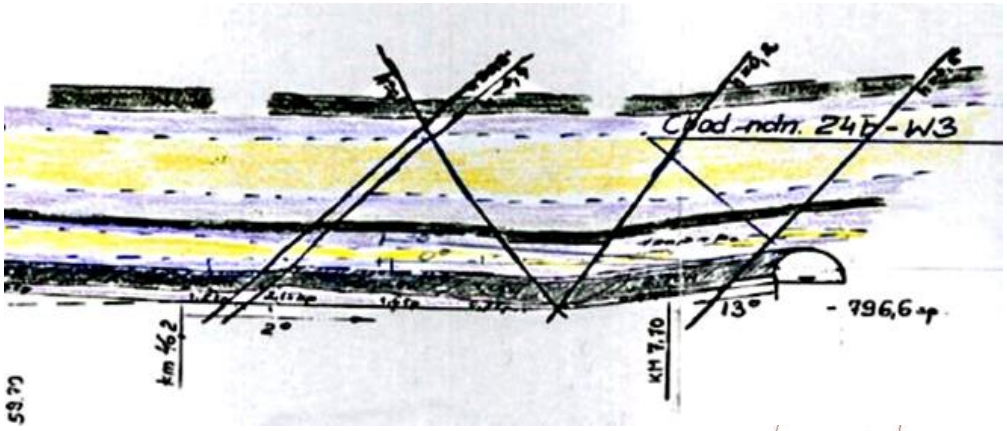


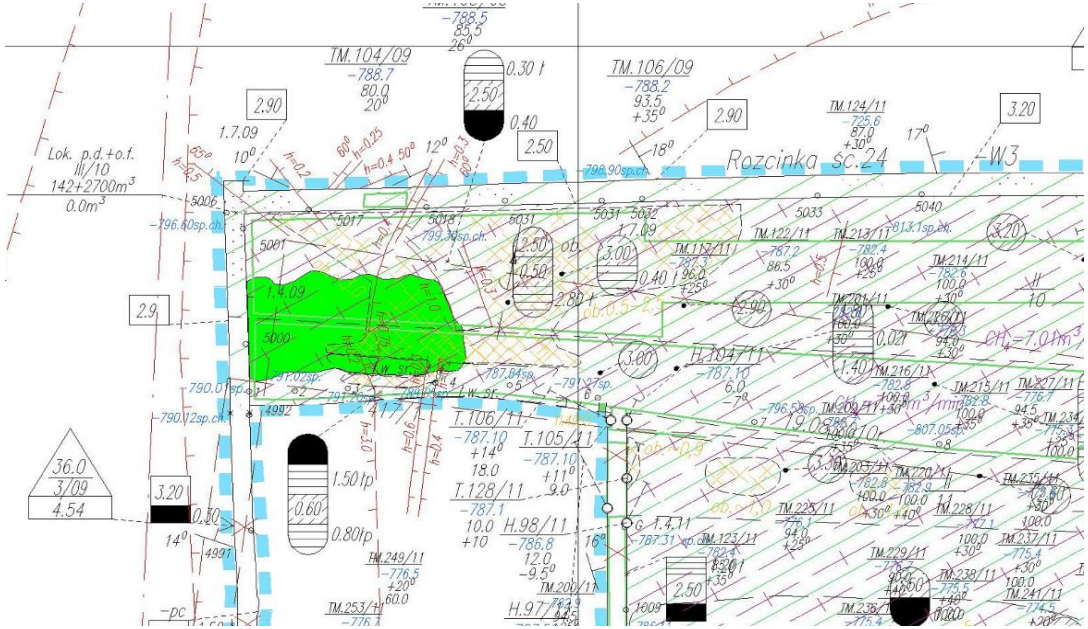


WYBRANE PRZYKŁADY ZASTOSOWANIA METODY KONSOLIDACJI GÓROTWORU

- Ściana 24 pokład 505/2 partia W3,
- Ściany 21 i 25 pokład 505/2 partia W2,
- Ściana 19a pokład 415/1-4 partia C3,W3,
- Ściana 23 pokład 502/1 partia C3,

Ściana 24 pokł.505/2 partia W3

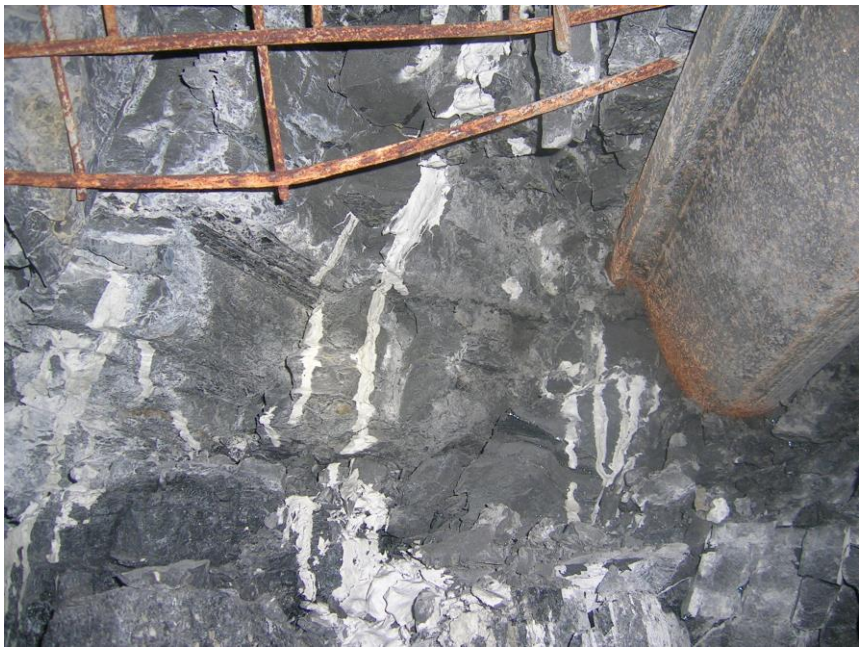




Ściana 24 pokł.505/2 partia W3

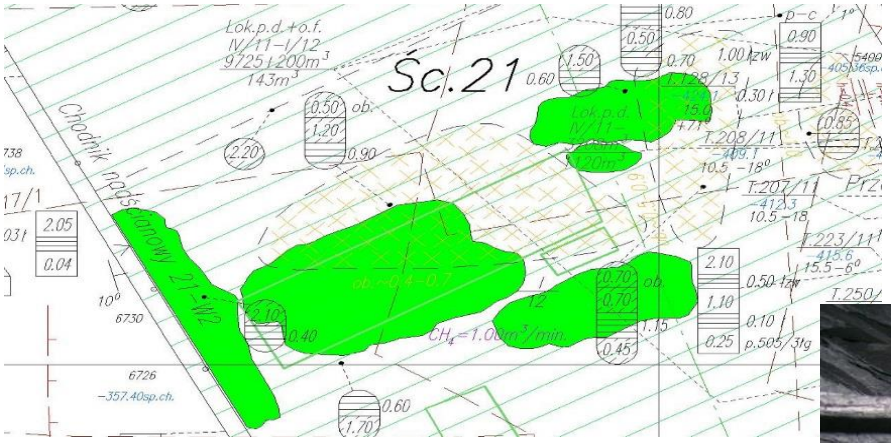


krawędz pokładu 505/1



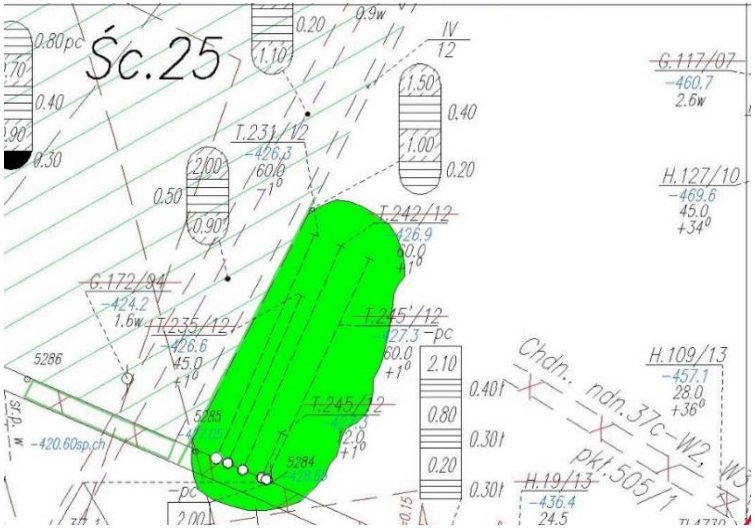
Ściany 21 i 25 pokł.505/2 partia W2

Sposób wzmocnienia górotworu w rejonie ściany 21 pokład 505/2



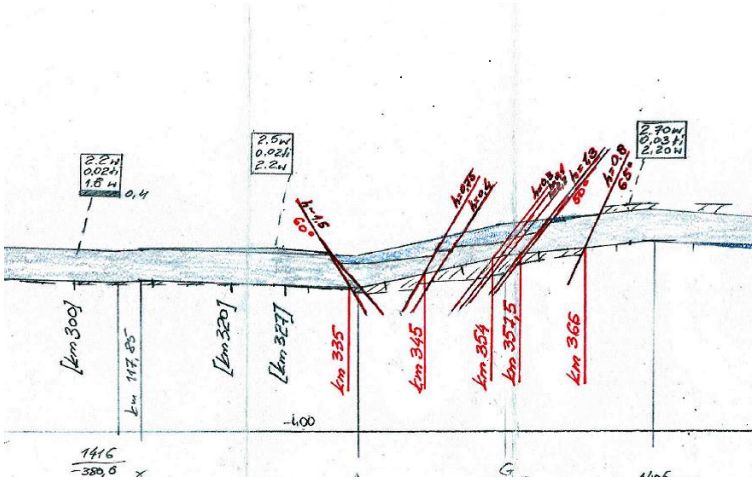


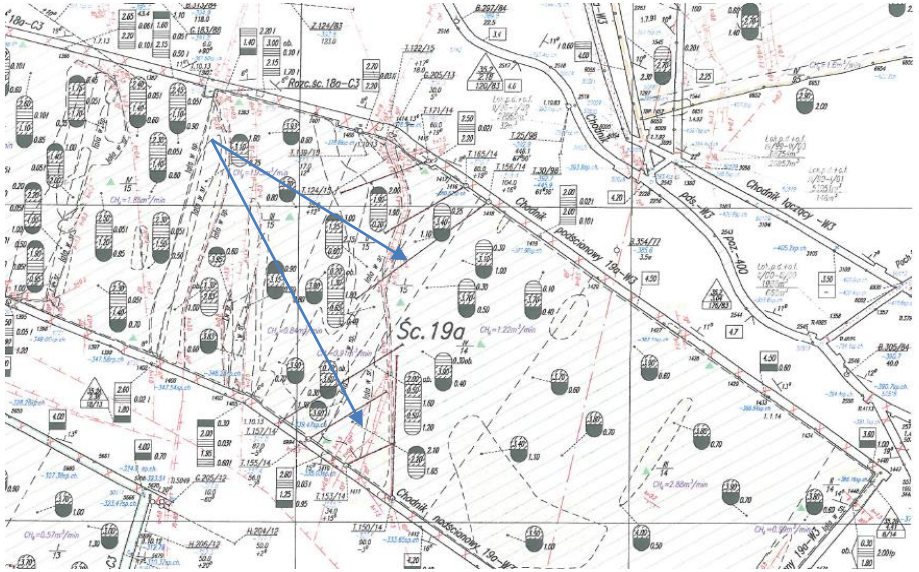
Ściany 21 i 25 pokł.505/2 partia W2



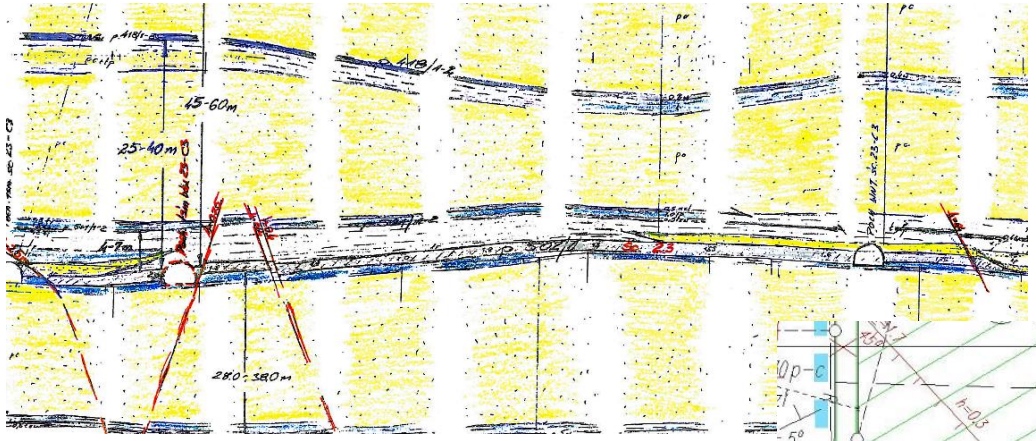


Ściana 19a pokład 415/1-4 partia C3,W3





Ściana 23 pokład 502/1 partia C3











WNIOSKI

Zastosowanie rozwiązania technologicznego wzmocnienia (konsolidacji) górotworu spoiwem mineralno-cementowym, zapewnia bezpieczeństwo, ciągłość prowadzonych robót eksploatacyjnych i drążeniowych w rejonie występujących zaburzeń geologiczno-górniczych. Ponadto uzyskuje się następujące korzyści:

1. Znaczne ograniczenie kosztu wykonywanego wzmocnienia górotworu – niższa cena spoiwa mineralno-organicznego w stosunku do klejów chemicznych
2. Brak przestojów technologicznych ściany podczas prowadzenia jej normalnego 5 dniowego postępu w związku z możliwością zastosowania wzmocnienia (konsolidacji) otworami o długości do 10m w związku z tym możliwość prowadzenia robót wzmacniających jedynie w dni wolne od pracy.
3. Ograniczenie ilości roboczodniówek pracowników z uwagi na właściwości spoiwa. Mniejsza ilość dłuższych otworów. Możliwość wzmacniania (konsolidacji) górotworu na większym wybiegu wyrobiska ścianowego.
4. Możliwość wzmocnienia (konsolidacji) zarówno mało spękanego, jak i mocno spękanego (rumosz skalny) górotworu. W zależności od stosunku podawania mieszaniny woda/spoiwo, uzyskuje się od ciekłej do plastycznej konsystencji podawanego materiału.
5. Ograniczenie kosztu zakupu urządzeń. Agregaty mieszająco-pompujące podające materiał do wzmocnienia (konsolidacji) górotworu, mogą być również używane w wyrobiskach chodnikowych do podawania spoiwa wykładki mechanicznej.
6. Wyeliminowanie możliwości zapalenia się eksploatowanego (lub pozostawionego w zrobach) węgla, z uwagi na własności fizyko-chemiczne spoiwa mineralno-cementowego.
7. Poprawa bezpieczeństwa prowadzonych robót. Technologia eliminuje niebezpieczne substancje i związki chemiczne zawarte w składnikach klejów, powstające podczas reakcji składników lub podczas ich palenia (pożar).



Konsolidacja górotworu spoiwami mineralno-cementowymi podczas eksploatacji ścian - doświadczenia KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch „Jastrzębie”



DZIĘKUJĘ ZA UWAGĘ

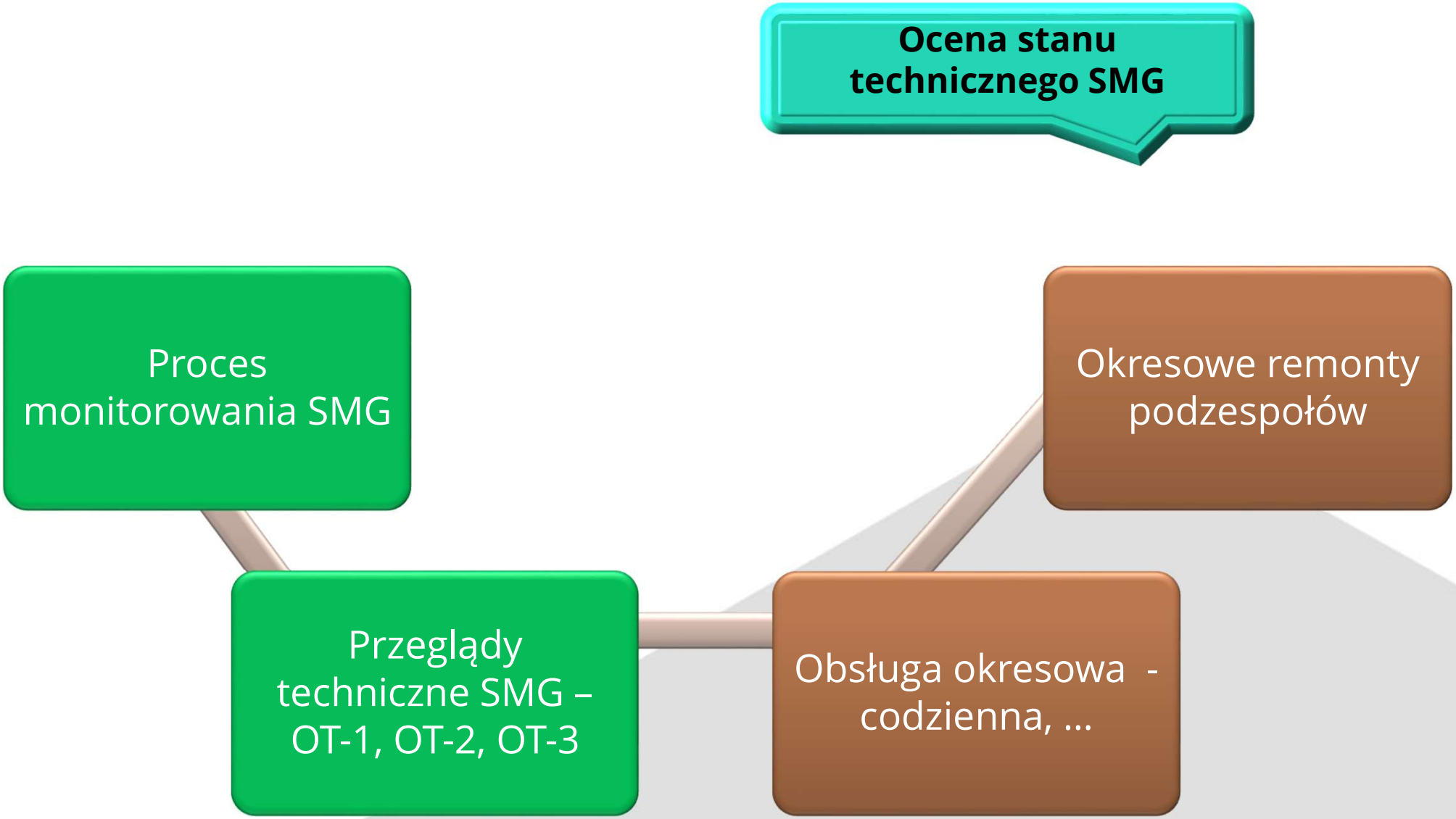
Pokłady możliwości



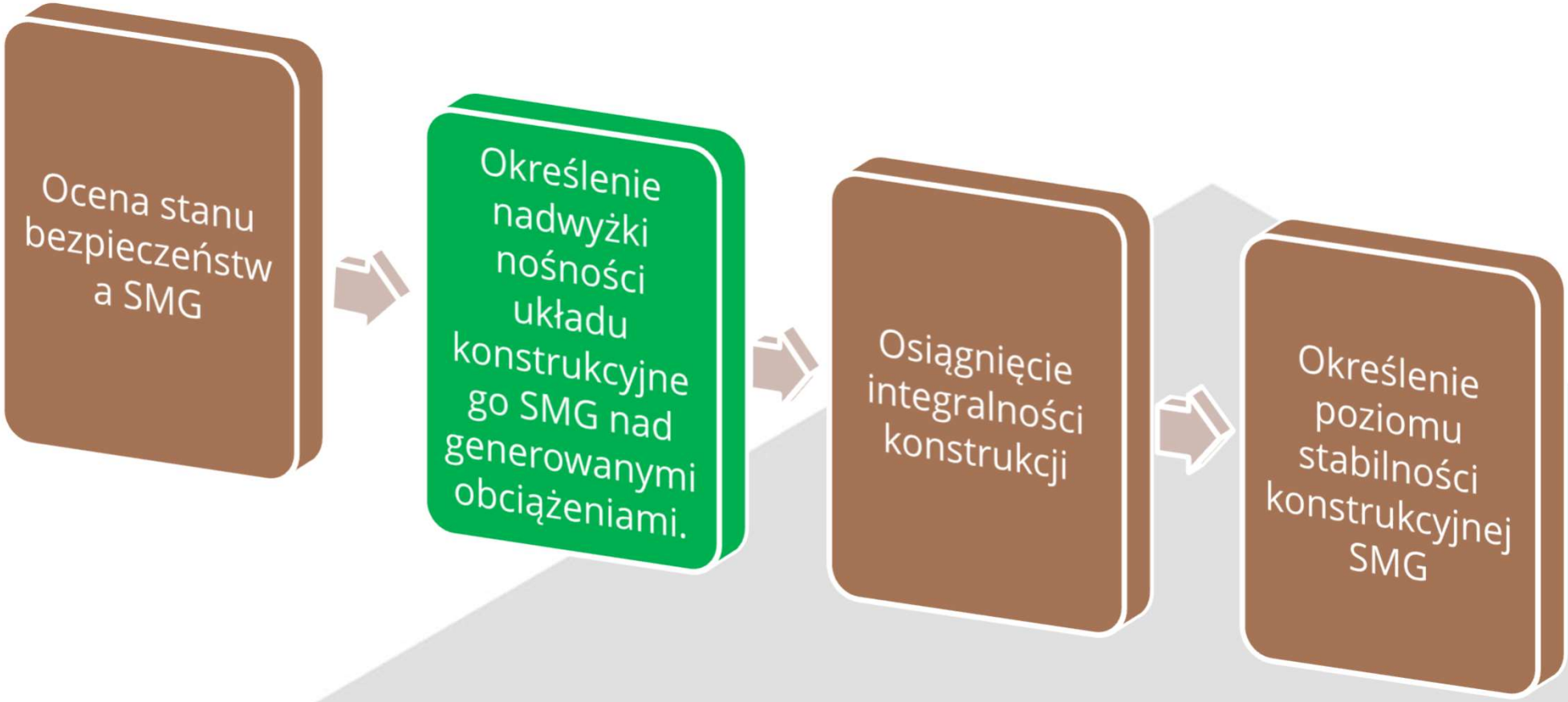
KGHM

SKUTECZNA DIAGNOSTYKA SMG PROWADZONA W OPARCIU O MONITORING I PRZEGLĄDY TECHNICZNE SMG

Żurek Janusz, Kaniewski Tomasz, Lewicki Mirosław
KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze Lubin

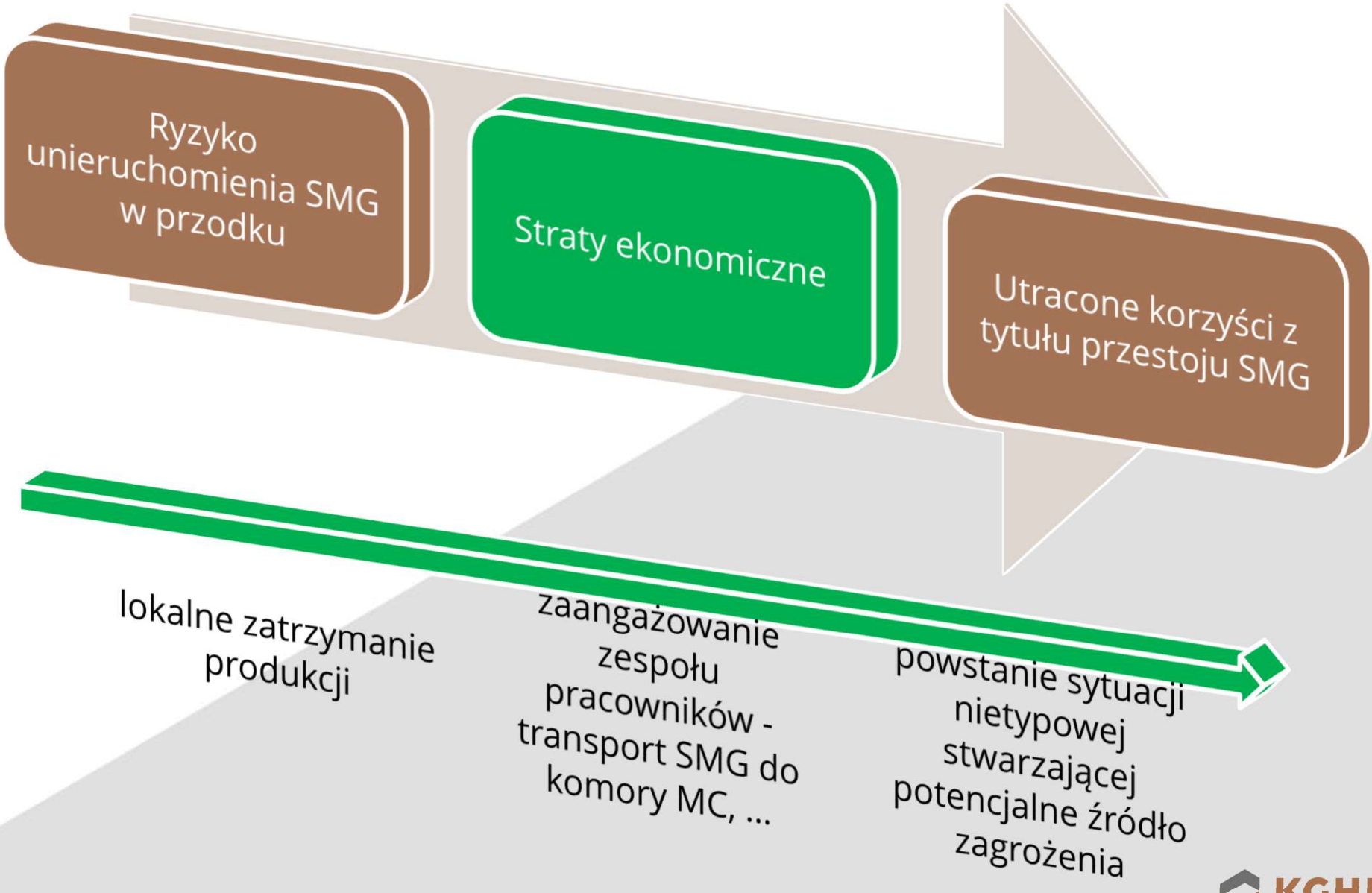

Ocena stanu technicznego SMG
Proces monitorowania SMG
Okresowe remonty podzespołów
Przeglądy techniczne SMG – OT-1, OT-2, OT-3
Obsługa okresowa - codzienna, ...

CEL I WAGA OCENY STANU TECHNICZNEGO SMG



KGHM

Ocena ryzyka wystąpienia awarii



KGHM

TECHNICZNA OCENA STANU SMG

- Systematyczna obserwacja
- Pomiary
- Badania porównawcze podzespołów i ich ocena

MONITORING SMG



DIAGNOSTYKA SMG

- Działania podejmowane przy zaistnieniu sytuacji nietypowych
- Sprecyzowanie i umiejscowienie potencjalnych stanów zagrażających
- Ustalenie stanów podzespołów wymagających podjęcia działań zapobiegawczych

KGHM

Dział MD GC

SMG ładująco - odstawcze

LK2, LK3, LK4

WO

Spychacze, obrywaki, wiertnice, kotwiarki

SG

SWB

SWW

SWKF, SWK

WCKLS

SMG inne

SWOI

SWO

SWPS

SWS,

SWTS, SWTD

Kryteria zabudowy monitoringu

Istotność w procesie produkcji → Koszty zakupu SMG → Ilość jednostek danego typu → Zamienność → Łatwość dysponowania rezerwą

KGHM

Monitoring SMG

Klasyczny
kontrolowanie wielkości parametrów punktów pomiarowych

Aktywny
blokowanie możliwości przekroczenia granicznych wartości kontrolnych

Wspomagający
w procesach produkcyjnych w utrzymaniu metryki wierceń



KGHM

Monitoring SMG



KGHM

Monitoring SMG



KGHM

Diagnostyka SMG



KGHM

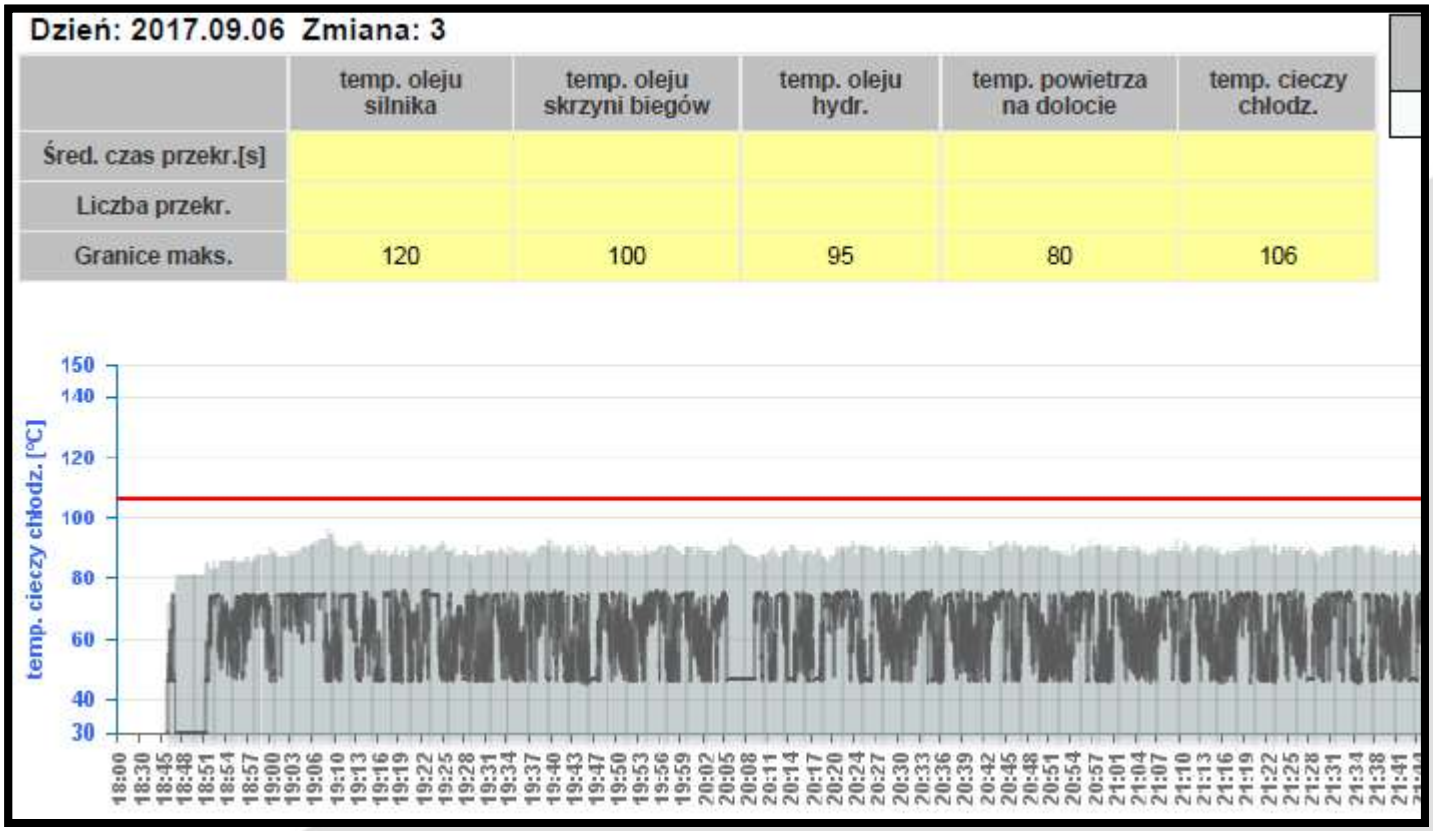
Ustalanie poziomu alarmów



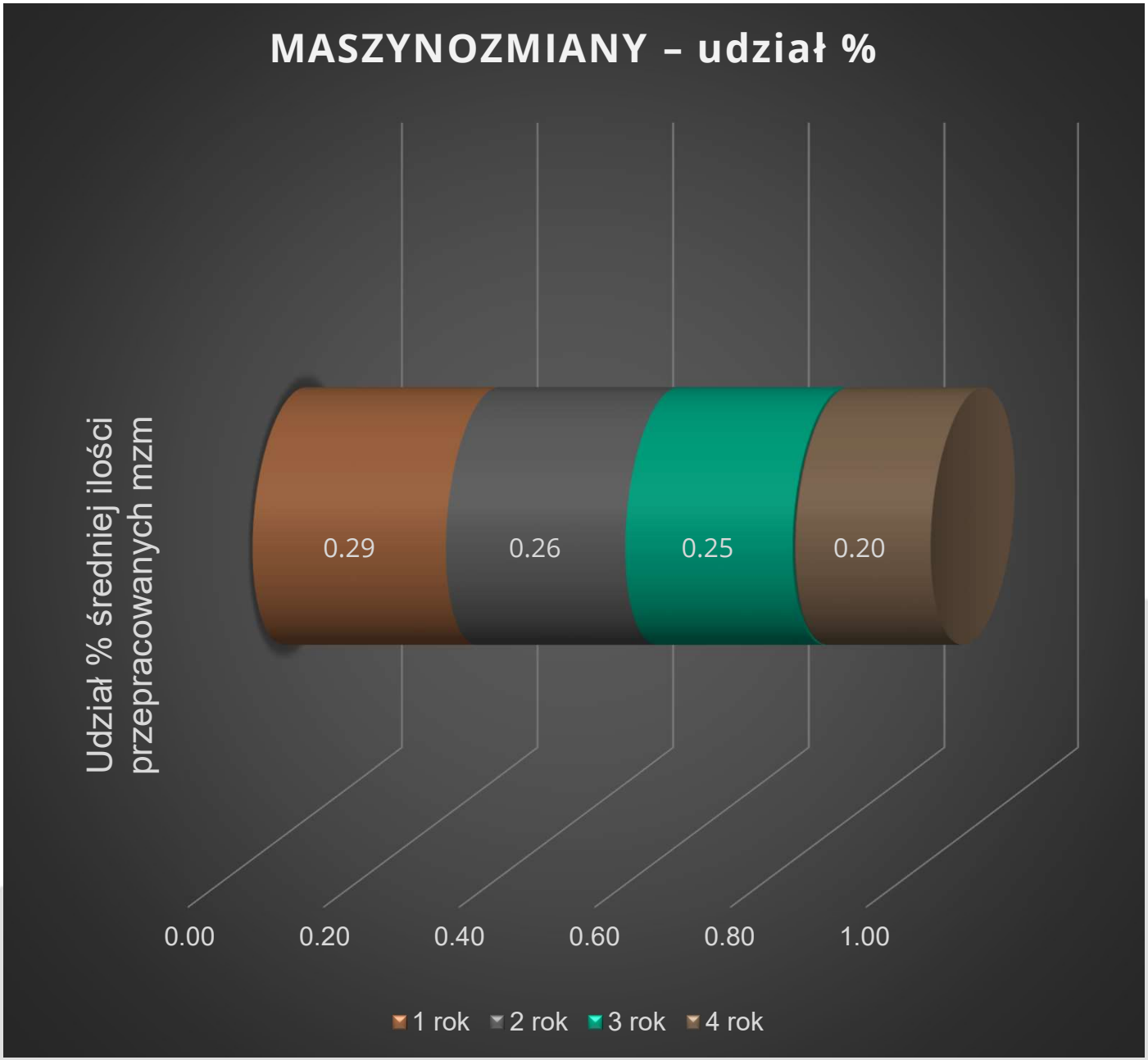
Praca w zakresie temperatury optymalnej

Dzień: 2017.09.06 Zmiana: 3

	temp. oleju silnika	temp. oleju skrzyni biegów	temp. oleju hydr.	temp. powietrza na dolocie	temp. cieczy chłodz.
Śred. czas przekr.[s]					
Liczba przekr.					
Granice maks.	120	100	95	80	106

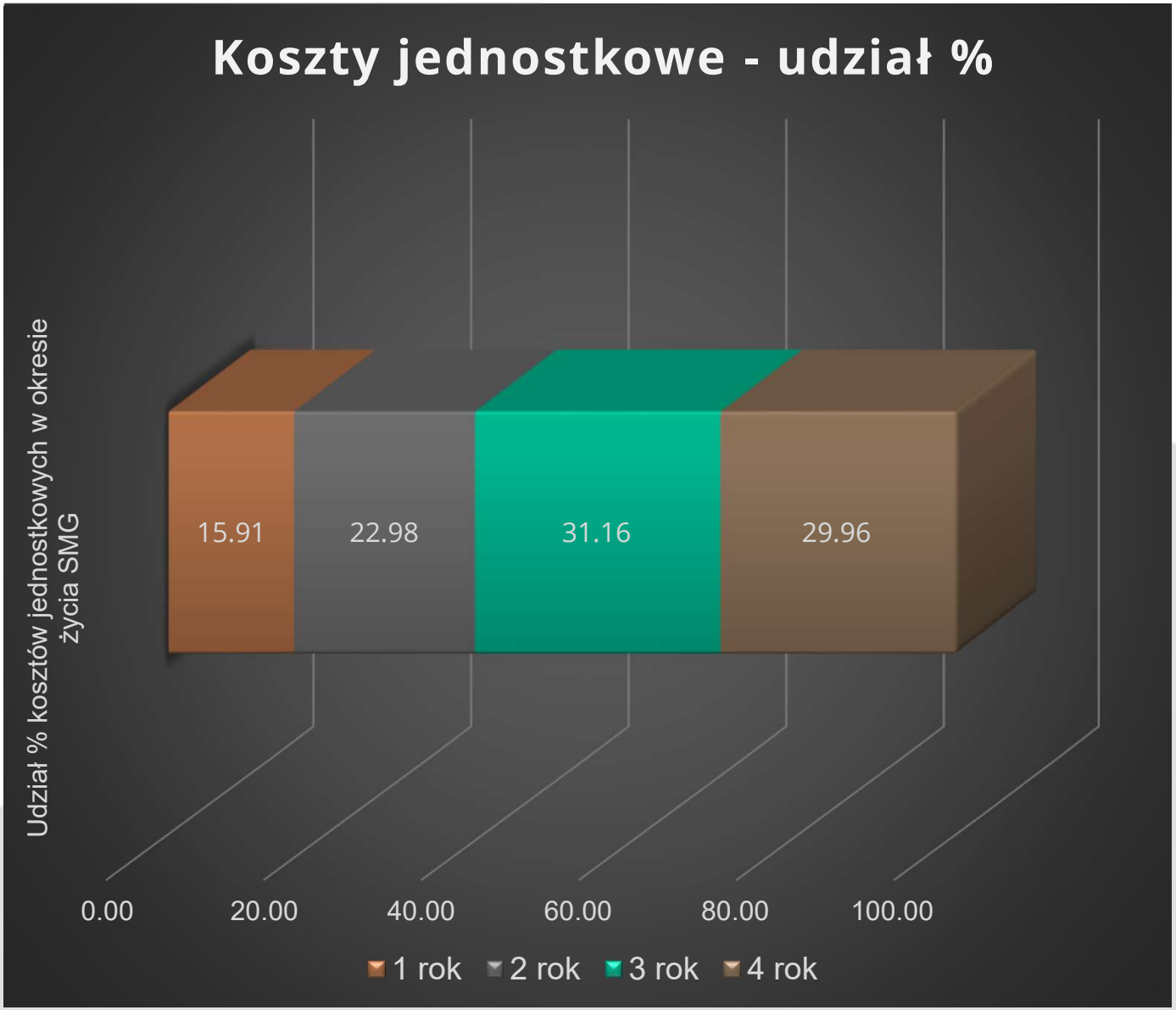


SWTS - udział % przepracowanych mzm



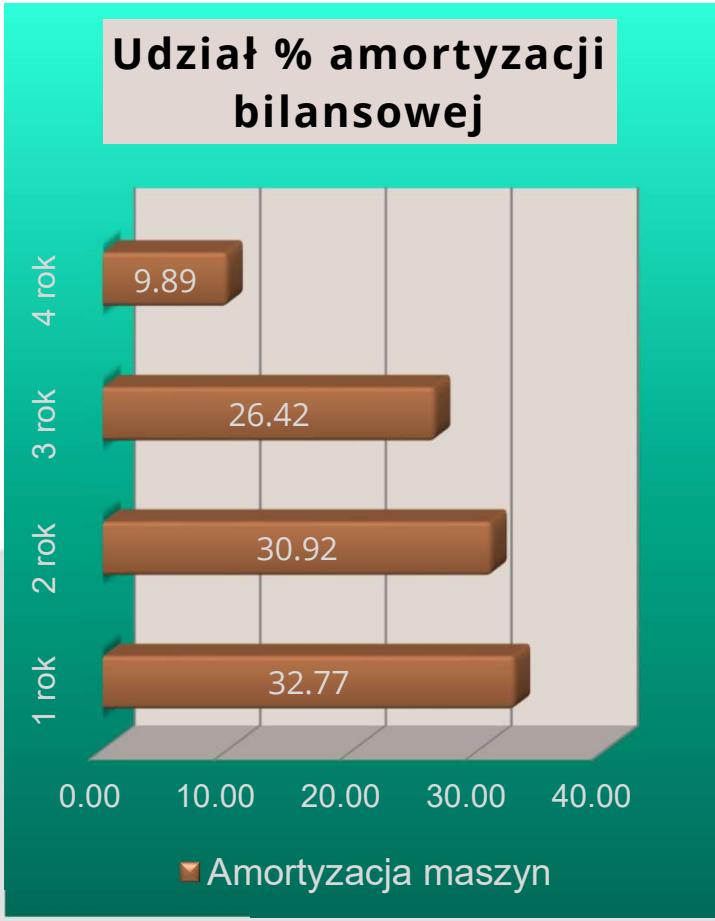
KGHM

SWTS - udział % jednostkowych kosztów w odniesieniu do produktywności



SWTS - udział % kosztów w pełnym okresie eksploatacji





Amortyzacja bilansowa → 3 lata eksploatacji uzasadnione → 4 rok wynika z przedłużania okresu eksploatacji SMG

KGHM

Koszty SWTS



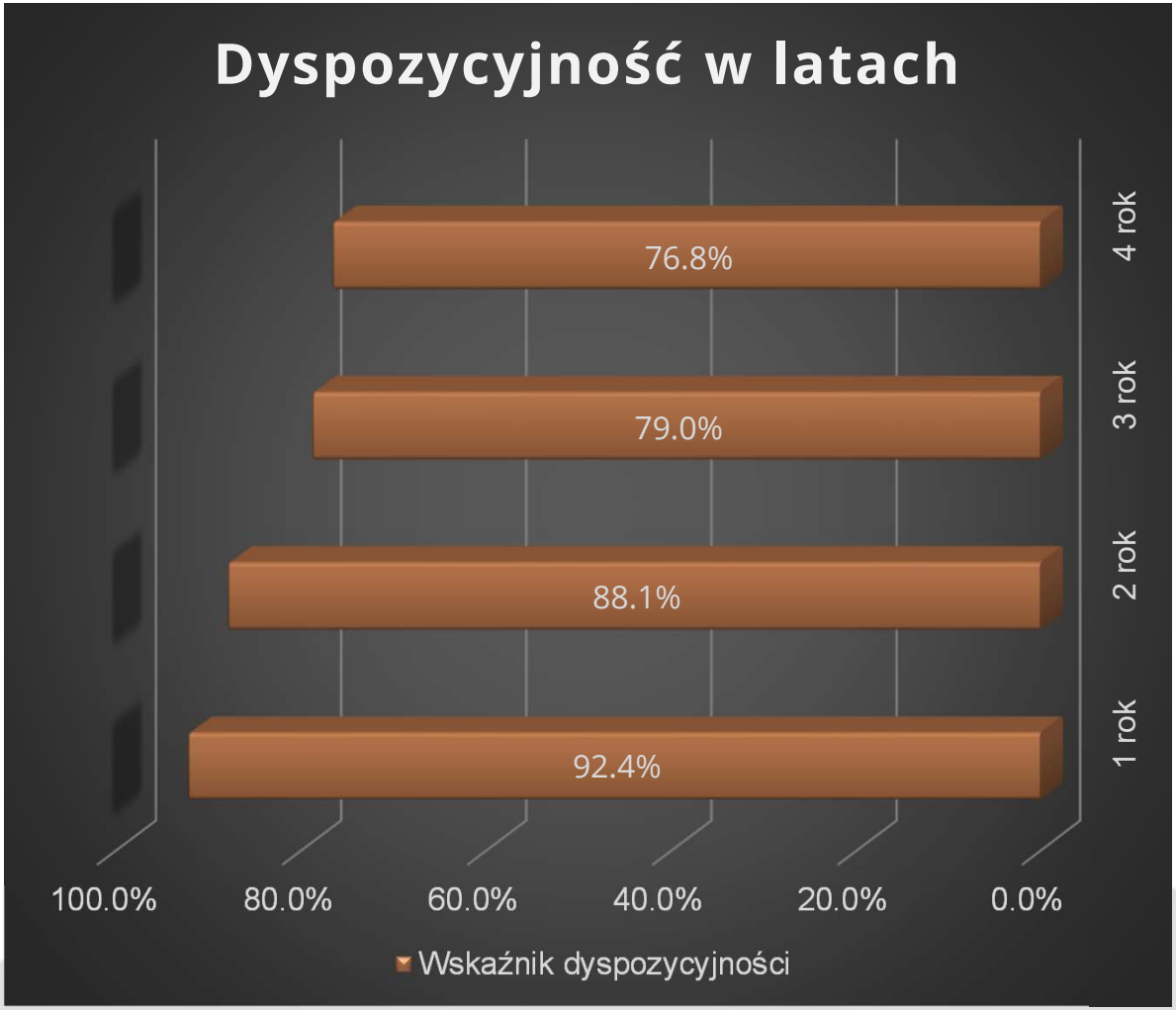
Wzrost kosztów napraw

Wzrost prawdopodobieństwa awarii

Trudności utrzymania zadanego poziomu dyspozycyjności

KGHM

Diagnostyka SMG



- Zasady prowadzenia gospodarki SMG
- Prawidłowy tryb prowadzenia przeglądów
- Wyprzedzające wymiany zużytych podzespołów
- Wyprzedzające remonty wyeksploatowanych układów

Monitoring SMG

Przeglądy SMG

KGHM

Zarządzanie procesem eksploatacji SMG



KGHM

O/ZG LUBIN GC
Gospodarka SMG

Właściwe planowanie okresu eksploatacji SMG

Utrzymanie na kontrolowanym stałym poziomie kosztów SMG

Właściwe planowanie okresu eksploatacji SMG

Skuteczne odnawianie parku maszynowego

DIAGNOSTYKA SMG
- monitoring,
- przeglądy techniczne OT-1, OT-2, OT-3

KGHM

Dziękuję za uwagę

KGHM

Mobilne oświetlenie stacji osobowych i materiałowych kolejek podwieszanych

Mobile Lighting of Passenger and Material Stations for Suspended Trains

Leszek Żyrek
Wojciech Zasadni
Jan Lubryka
Dawid Jendroska
Becker-Warkop Sp. z o.o.

STRESZCZENIE: W artykule autorzy przedstawiają opracowaną przez firmę Becker-Warkop sp. z o.o. innowacyjną technologię mobilnego oświetlenia stacji osobowych i materiałowych jak i trasy podczas przejazdu kolejek podwieszonych z napędem własnym. W ramach referatu zostało przedstawione rozwiązanie techniczne wraz z jego możliwościami konfiguracyjnymi. Referat obejmuje również wymagania normowe wraz z opisem doświadczeń i dobrych praktyk pozyskanych podczas wdrożeń tej technologii.

SŁOWA KLUCZOWE: mobilne oświetlenie, kolejki podwieszane z napędem własnym, doświadczenia, praktyki.

SUMMARY: In the article, the authors present the innovative technology developed by Becker-Warkop sp. z o. o. for mobile lighting of passenger stations and material stations as well as routes during the self-supported hanging lines. The paper presented the technical solution with its configuration capabilities. The paper also includes the standard requirements together with a description of experience and good practices gained during the implementation of this technology.

KEY WORDS: mobile lighting, self-propelled hanging queues, experience, practice.

1. WSTĘP

Innowacyjne rozwiązanie proponowane przez firmę Becker-Warkop jest bezpośrednią odpowiedzią na konkretne potrzeby naszych klientów w obszarze oświetlenia stacji osobowych i materiałowych. Mobilne oświetlenie stacji daje możliwość wyeliminowania oświetlenia stacjonarnego stacji poprzez korzystanie z lamp zabudowanych na kabinach osobowych oraz zestawach transportowych maszyn podwieszanych z napędem własnym. Zastosowanie tej technologii oświetlenia oraz możliwość jego wykorzystania nie tylko na stacjach a na długości całej trasy przejazdu kolejki w znaczącym stopniu podnosi bezpieczeństwo jak i efektywność ekonomiczną i energetyczną zakładu górniczego. Rozwiązanie to jest chronione patentem. Poniżej przedstawiamy szczegóły oraz najlepsze praktyki.

2. OPIS ROZWIĄZANIA

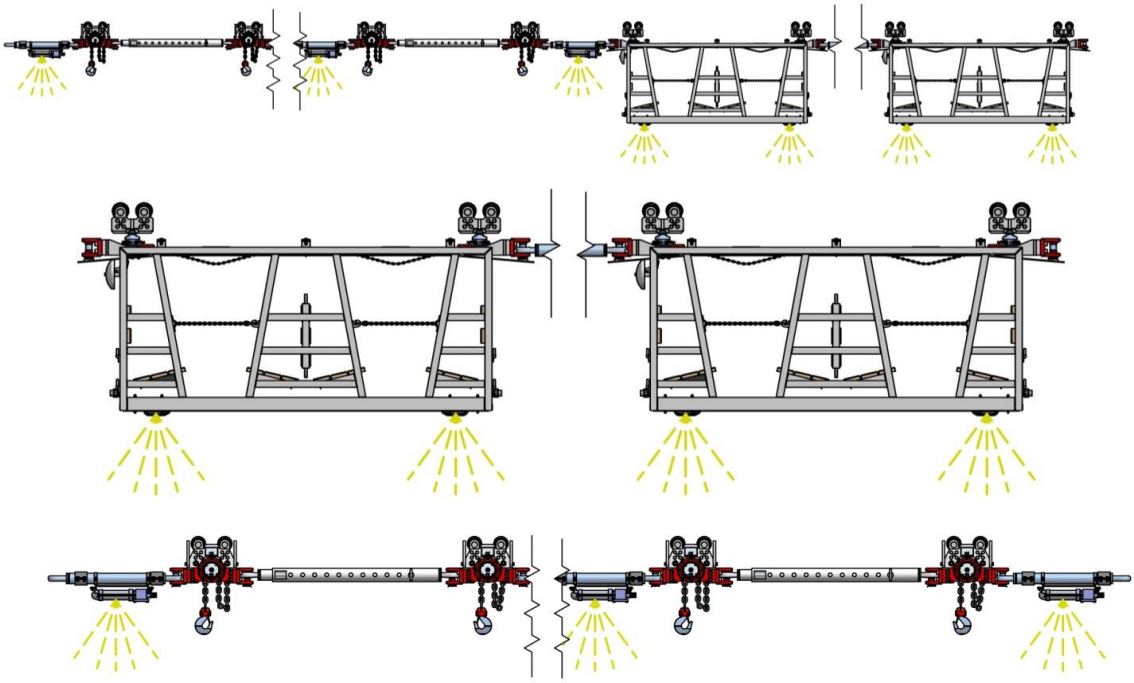
Standardowe stacjonarne oświetlenie stacji materiałowo-osobowych wymaga ciągłego przebudowywania wraz z postępem robót. Dodatkowym aspektem przemawiającym za mobilnym oświetleniem jest fakt, że po zabudowie stacjonarnego oświetlenia pracuje ono cały czas, a nie tylko wtedy kiedy jest faktycznie potrzebne, co jest przyczyną generowania zwiększonych kosztów za energię jaki zużycie lamp oświetleniowych.

Stosowanie mobilnego oświetlenia kolejek podwieszonych z własnym napędem, eliminuje stosowanie urządzeń elektrycznych i linii je zasilających ze stacjonarnych wyrobisk zagrożonych wybuchem i tym samym podnosi poziom bezpieczeństwa przeciwwybuchowego.

Do uzyskania funkcjonalności mobilnego oświetlenia dla kolejki podwieszonej wymagane są urządzenia takie jak:

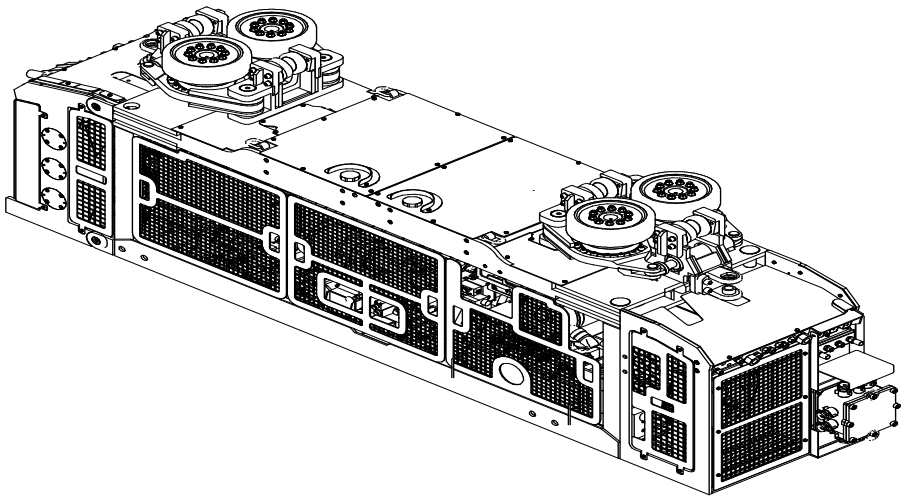
- układu zasilania oświetlenia dodatkowego typu UZOD-02,
- lamp typu ŚWIT-14/MOD [4] (oświetlenie stacji osobowych) oraz lamp typu OLR-1-18/MOD [5] (oświetlenie stacje materiałowe),
- kaset sterowniczych typu KS-01/1/5 w kabinach,
- ognioszczelne złącza serii PC220.

Dzięki tym urządzeniom jest możliwe wprowadzenie zmian do układu zasilania maszyny oraz dodanie opcjonalnego zasilania oświetlenia typu UZOD-02 dzięki któremu uzyskujemy efekt przedstawiony na Rysunku 1.



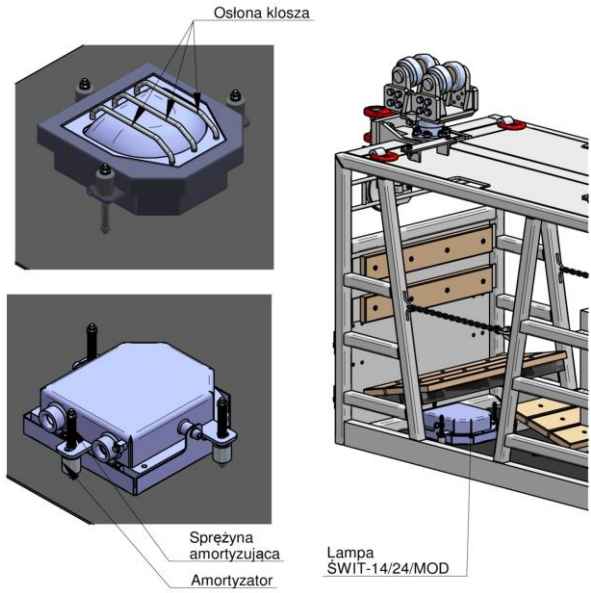
Rysunek 1 Przykładowa zabudowa oświetlenia na kabinach osobowych oraz zestawach transportowych

Funkcjonalność jaką uzyskuje się poprzez zastosowanie tego rozwiązania jest oświetlanie stacji osobowych i/lub materiałowych jak również wybranych miejsc na kopalni na trasie przejazdu ciągnika. Na rysunku numer 2 zademonstrowano umieszczenie dodatkowego układu typu UZOD-2 na części silnikowej ciągnika podwieszonego.



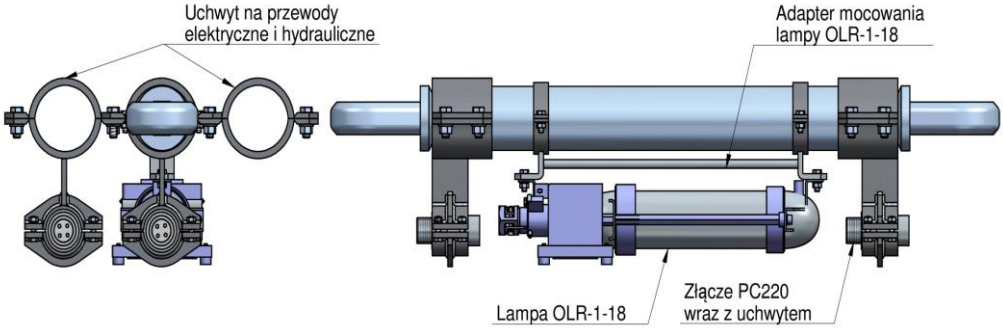
Rysunek 2 Przykładowa zabudowa układu zasilania dodatkowego typu UZOD-02 na części silnikowej

Pozostałe elementy mobilnego oświetlenia mogą być zabudowywane w kabinach do tego przystosowanych i posiadających stosowne dopuszczenia Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego np. w kabinach osobowych typu UiK KO-8-A, w kabinach osobowo-sanitarnych typu UiK KOS-A lub też zabudowane na dedykowanych adapterach służących do zawieszenia lamp oświetlających zestaw transportowy na cięgłach łączących. Na poniższym Rysunku nr 3 została przedstawiona przykładowa zabudowa lamp typu SWIT do kabin osobowych. Lampy z uwagi na ich miejsce zabudowy musza być odpowiednio przymocowane do kabiny uwzględniając ich gabaryty. Umieszczenie lamp w kabinach osobowych jest wynikiem wielu miesięcy prac i badań parametrów oświetlenia. Kolejnym istotnym aspektem są drgania które są eliminowane w dużym stopniu poprzez amortyzatory. Dzięki zastosowanym sprężyną uzyskuje się efekt chowania lamp w kabinie w chwili jej stykania się ze spągiem, który to w połączeniu z metalową osłoną klosza z metalowych prętów lamp skutkuje zwiększeniem odporności na uszkodzenia mechaniczne.



Rysunek 3 Przykładowa zabudowa lamp typu SWIT w kabinie osobowej.

W przypadku lamp stosowanych na zestawach transportowych bardzo istotną kwestią jest samo umieszczenie lampy pod cięgłem tak aby emitowane światło nie było ograniczane transportowanym ładunkiem oraz przewodami hydraulicznymi i elektrycznymi. Dodatkowo należy stosować specjalne obejmy do podtrzymania szybko złącz typu PC220 umożliwiających szybką rekonfigurację zestawów. Dodatkowy przewód zasilający lampy powinien być prowadzony poprzez wyznaczone do tego zadania obejmy na przewody hydrauliczne i elektryczne. Przykładowe rozwiązanie zostało zademonstrowane na rysunku nr 4

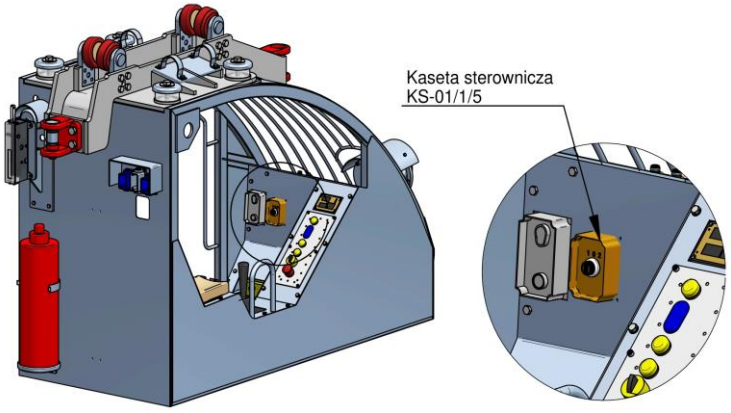


Rysunek 4 Przykładowa zabudowa lampy OLR na zestawie transportowym

Ilość źródeł oświetlenia jest limitowana poprzez moc alternatora zasilającego układ sterowania ciągnika, która dla ciągników KP-95 i KP-148 wynosi 240W. Do obliczeń należy przyjmować następujące wartości:

- 2 lampy typu ŚWIT-14/MOD na jedną kabinę osobową (2x10W);
- 1 lampa typu OLR-1-18/MOD na jedno cięgło zestawu transportowego (1x10W).

Układ zasilania dodatkowego oświetlenia typu UZOD-02 zapewnia realizację wymaganego programu włączania/wyłączania lamp diodowych za pomocą kaset sterowniczych typu KS-01/1/5 tj. załączanie lamp przeznaczonych do oświetlenia stacji osobowych (lampy typu ŚWIT-14/MOD) lub załączania lamp do oświetlenia stacji materiałowych lub też lamp przeznaczonych do załączania jednocześnie lamp do oświetlania stacji osobowych i materiałowych. Przykładowe rozmieszczenie kasety KS-01/1/5 w kabinie operatora zostało przedstawione na rysunku nr. 5.



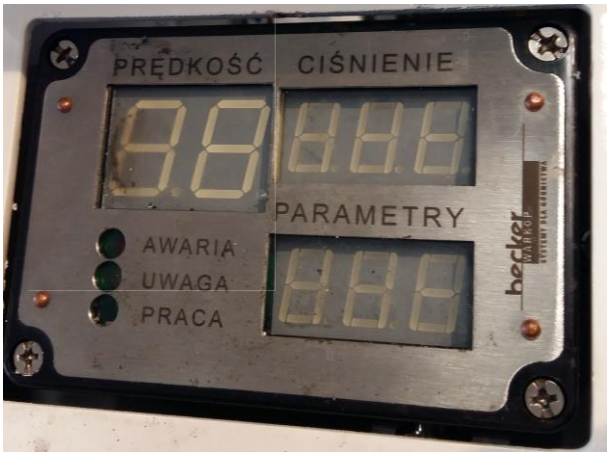
Rysunek 5 Umieszczenie kasety KS-01/1/5 w kabinie operatora

W przypadku obniżenia rezystancji izolacji poniżej 10kΩ nastąpi wygenerowanie przez system sterowania ciągnika komunikatu - ostrzeżenia. Urządzenie kontrolujące stan izolacji to standardowe zabezpieczenie instalacji ciągnika zabudowane w zasilaczu ZUSD-01. Po dołączeniu dodatkowych urządzeń (lamp) obwód ten również jest kontrolowany przez to zabezpieczenie.

Dodatkowym zabezpieczeniem zabudowanym w układzie zasilania oświetlenia dodatkowego typu UZOD-02 jest zabezpieczenie kontrolujące ciągłość uziemienia na jego odpływach. Każde zakłócenie w instalacji elektrycznej tj. zwarcie, rozwarcie, zbyt duża rezystancja pętli oraz nieprawidłowe terminowanie obwodu kontroli ciągłości uziemienia czy inne usterki są dodatkowo monitorowane przez układ sterowania ciągnika i wyświetlane są stosowne komunikaty na wyświetlaczu typu WLM-01 (Rysunek 7) oraz monitorze stanu pracy maszyny typu MSPM-01 lub MSMP-04 (Rysunek 6). Terminowanie (zakończenie) obwodu kontroli ciągłości uziemienia odbywa się poprzez zaślepkę ochronną męska typu BM-PC220 lub diodę zabudowaną w lampie..

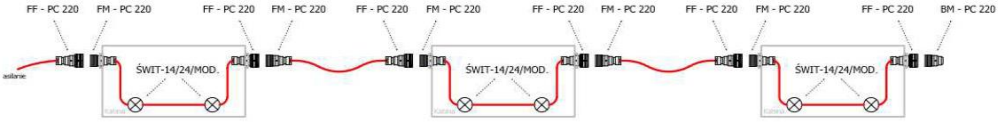


Rysunek 6 Monitor stanu pracy maszyny typu MSPM-01



Rysunek 7 Wyświetlacz maszynisty WLM-01

Zestawy pomiędzy sobą jak i z częścią silnikową są podłączone poprzez szybkozłącza serii PC 220. Na rysunku nr 8 poniżej przedstawiono przykładową konfigurację ciągnika do transportu ludzi wyposażonego w system złączy serii PC220.



Rysunek 8 Przykładowe elektryczne podłączenie oświetlenia pomiędzy kabinami

Dopuszcza się możliwość wykonywania połączeń miedzy kabinami, zestawami transportowymi przy pomocy połączeń przewód – wpust kablowy lampy.

Do lipca 2017 roku przed każdorazowym wprowadzeniem układu oświetlenia zastępującym oświetlenie stacji osobowych i materiałowych wymagane było wykonanie pomiarów natężenia oświetlenia, współczynnika równomierności i współczynnika zapasu przez wykwalifikowany personel posiadający stosowne uprawnienia.

Podczas wdrażania tego rozwiązania wykonane pomiary przeprowadzone w 2016r na stacjach osobowych oraz materiałowych JSW SA KWK „KRUPIŃSKI” przez OPA-ROW Sp. z

o.o. (Laboratorium Badań Środowiskowych) ujęte w sprawozdaniach potwierdziły, że instalacja oświetleniowa zabudowana pod kabinami osobowymi i pod cięgnami zestawów transportowych spełnia wymogi normy PN-G-02600 „Oświetlenie podziemnych wyrobisk zakładów górniczych".

Polska norma w punkcie 2.4.1 jednoznacznie definiowała, że w wyrobiskach korytarzowych najmniejsze dopuszczalne średnie natężenie oświetlenia, równomierność oświetlenia oraz współczynnik zapasu powinny odpowiadać wartością w nw. Tabeli nr 1.

Tabela 1 Tabela przedstawiająca wymagane natężenie oświetlenia PN-G-02600

PN-G-02600:1996 3

Tablica 1

Lp.	Oświetlany obszar	Oświetlana powierzchnia	Współczynnik zapasu	Parametry oświetlenia	
				Natężenie oświetlenia $E_{\bar{u}}$ (lx)	Równomierność oświetlenia $\delta_{\bar{u}} = \frac{E_{min}}{E_{\bar{u}}}$
1	2	3	4	5	6
1	Podszybie	spodek	1,5	30	0,4
2	Podszybie — wejście do klatki, stanowisko pracy sygnalisty	spodek, ocios z aparaturą sygnalizacyjną	1,5	30	0,3
3	Stacja osobowa z przewozem szynowym	spodek od strony wejścia do wozów	1,5	30	0,4
4	Stacja osobowa z przewozem oponowym	spodek	1,5	20	0,4
5	Pomosty do wsiadania na przenośnik i wysiadania z przenośnika	spodek	1,5	20	0,3
6	Przekop, chodnik poziomy lub pochyły służące do ruchu pieszego	spodek, przejście dla ludzi	1,5	5	0,2
7	Trasa kolejki i innych środków służących do transportu ludzi (bez ruchu pieszego)	spodek	1,5	2	0,2
8	Rozjazdy, rozwidlenia, skrzyżowanie, zwężenie, przecięcie przejścia dla pieszych z trasą przenośnika na głównych drogach	spodek	1,5	10	0,3
9	Tamy (po obu stronach) na głównych drogach przewozowych	spodek	1,5	10	0,3
10	Stacja materiałowa, załadownia, przesyp	krawędź wozu, krata	2,0	10	0,3
11	Granica stacji	spodek	2,0	5	0,2
12	Inne stanowiska pracy oraz miejsca zainstalowania maszyn i urządzeń, środków łączności, itp. w chodnikach i przekopach	spodek lub inne powierzchnie robocze	1,5	10	0,3

Na mocy nowego rozporządzenia Ministra Energii z dnia 23.11.2016 w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych składów górniczych w załączniku 4 w punkcie 4.9. Transport linowy oraz zestawami transportowymi z napędem własnym określa się, że:.

4.9.7. Oświetla się:

1) …
2) stacje **w trakcie** załadunku lub rozładunku;
3) stacje osobowe **w trakcie** wsiadania lub wysiadania osób.

Dodatkowo podczas przejazdu kolejki z napędem własnym wyrobisko może być dodatkowo oświetlane co powoduje zwiększenie stopnia bezpieczeństwa.

3. PODSUMOWANIE

Powyżej przedstawione, proste a zarazem innowacyjne rozwiązanie proponowane przez firmę Becker-Warkop zostało opracowane jako rozwiązanie wynikające z konkretnych potrzeb naszych klientów. Daje ono nie tylko korzyści technologiczne i ekonomiczne w obszarze oświetlenia stacji osobowych i materiałowych ale również poprawia bezpieczeństwo załogi pracującej na trasie kolejki podwieszanej w momencie szczególnego zagrożenia czyli podczas przejazdu składu. Jest to jeden z przykładów współpracy firmy Becker-Warkop z naszymi klientami, którzy są dla nas inspiracją oraz partnerem.

LITERATURA

[1] Aneks nr 6 do Instrukcji(DTR) ciągnika podwieszanego typu KP-95 - dotyczy mobilnego oświetlenia stacji osobowych i materiałowych
[2] Karta katalogowa mobilnego oświetlenia
[3] Aneks nr 6 Instrukcji obsługi(DTR)ciągnika podwieszonego typu KP-148 mobilnego świetlenia stacji kolejki KP-148- dotyczy mobilnego oświetlenia stacji osobowych i materiałowych
[4] Instrukcja obsługi lampy typu ŚWIT-14/MOD firmy Elektrometal S.A.
[5] Instrukcja obsługi lampy typu OLR-1-18/MOD firmy Elektrometal S.A.

ENDIS 4.0 jako odpowiedz na wymagania Przemysłu 4.0 w obszarze zasilania i sterowania dla górnictwa

ENDIS 4.0 as a Response to the Requirements of Industry 4.0 in the Area of Power Supply and Control for Mining

Leszek Żyrek
Wojciech Zasadni
Jan Lubryka
Rafał Szołtysik
Becker-Warkop Sp. z o.o. Świerklany

STRESZCZENIE: W artykule przedstawioną nową linię produktową do rozdziału energii i sterowania ENDIS 4.0 z perspektywy wymagań Przemysł 4.0 stawianych przed Europą. W referacie zostały zaprezentowane różnorodna wariantowość technicznego rozwiązania oraz możliwości konfiguracji jak i szybkiej rekonfiguracji. Autorzy zawarli również swoje przemyślenia oraz obserwacje aktualnego stopnia wdrożenia wytycznych Przemysłu 4.0 w polskiej i światowej branży górniczej.

SŁOWA KLUCZOWE: ENDIS, przemysł, stacja, energia

SUMMARY: In the article presented in the article presented a new product line for energy distribution and control ENDIS 4.0 from the perspective of Industry 4.0 requirements placed before Europe. The paper presents various variants of the technical solution and the possibilities of configuration and quick reconfiguration. The authors also included their remarks and observations of the current level of implementation of the Industry 4.0 guidelines in the Polish and world mining industry.

KEY WORDS: ENDIS, industry, station, energy

1. WSTĘP

Idea Przemysłu 4.0 już na dobre zakorzeniła się w Europie. W Polsce w branży górniczej jest coraz częściej omawiana i widoczna w działaniach wielu firm. Samo pojęcie przywołuje na myśl skojarzenia związane z inteligentną kopalnią, zakładem, fabryką, digitalizacją, pełną integracją produktów z infrastrukturą, ich komunikacją z producentem czy analizą danych w czasie rzeczywistym.

W takim razie czym tak właściwie jest Przemysł 4.0?

To czwarty etap (r)ewolucji przemysłowej. Pierwsza rewolucja miała miejsce w XVIII wieku i oparta była o mechanizację produkcji dzięki wykorzystaniu maszyny parowej. Druga z kolei rozpoczęła się na początku wieku XX po wprowadzeniu produkcji masowej i wykorzystaniu elektryfikacji. Trzecia rozpoczęła się po upowszechnieniu automatyzacji w latach '70, co

było możliwe dzięki dynamicznemu rozwojowi elektroniki i rozwiązań IT. Czwarta rewolucja dzieje się teraz. To rewolucja oparta na systemach cyber-fizycznych i dynamicznym przetwarzaniu danych (Rysunek 1).



Rysunek 1 Etapy rewolucji przemysłowej [1]

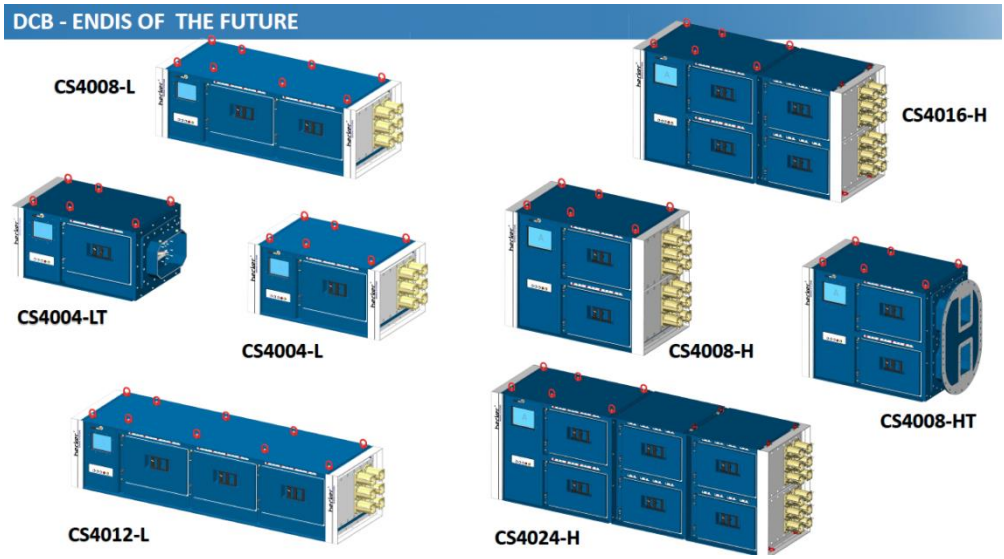
Grupa Becker jako światowy lider w produkcji wysoko zawansowanych rozwiązań elektrotechnicznych dla przemysłu górniczego w ramach swoje nowej linii produktowej ENDIS 4.0 również spełnia wymagania Przemysłu 4.0 jak i wymagania klientów ze wszystkich kontynentów. Poniżej przedstawiamy poszczególne rozwiązania techniczne i technologiczne w tym obszarze.

2. ENDIS 4.0 – przedstawienie linii produktowej w stosunku do wymagań Przemysłu 4.0

ENDIS 4.0 to rodzina uniwersalnych stacji kompaktowych dla różnych poziomów napięcia, w zależności od zapotrzebowania. Poprzez budowę modułową przewiduje zabudowę 4, 8, 12, 16 lub 24 paneli stycznikowych, w tym również wyłącznikowych. Konstrukcja stacji kompaktowej umożliwia stosowanie dla napięć od 500V do 4,16kV, posiada odporność na napięcia do 25kV, prąd znamionowy 1250A oraz łączeniowy prąd zwarcia 25kA. Ta cecha umożliwia łatwą i szybką rekonfigurację stacji w miarę zmieniających się wymagań klienta czy zasilanych maszyn i urządzeń.

Stacja kompaktowa może wystąpić w obudowie tzw. wysokiej (H) i niskiej (L). W wersji wysokiej dostępne są 2 poziomy z maksymalnie 24 miejscami wsuwu dla paneli stycznikowych. Poszczególne przedziały są zamknięte drzwiami z systemem szybkiego otwierania. Konstrukcja umożliwia jej zabudowę na kołnierzu stacji transformatorowej. Zastosowane konstrukcje

są maksymalnie ustandaryzowane oraz przemyślane pod względem szybkiej rekonfiguracji jak i serwisowania.



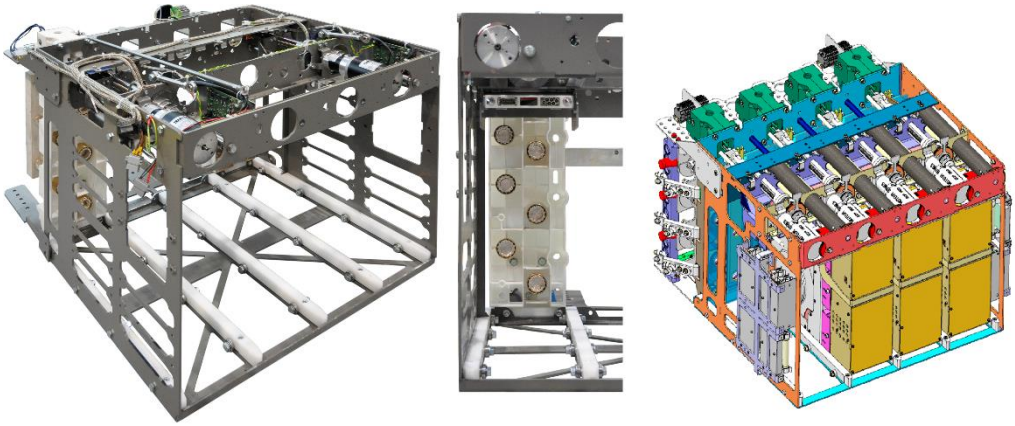
Rysunek 2 Możliwości konfiguracji stacji kompaktowych.

Dodatkowo obudowy mogą być wyposażone w różnego rodzaju szybkozłącza oraz wpusty po obydwu stronach co zostało przedstawione na Rysunku 3.



Rysunek 3 Możliwość zastosowania różnego rodzaju złączy oraz wpustów

Rama konstrukcyjna dla wsuwów paneli stycznikowych montowana jest całkowicie poza obudową ognioszczelną. Konstrukcja ramy eliminuje konieczność łączenia obwodów głównych i pomocniczych w obudowie ognioszczelnej. Dzięki temu możliwe jest także zastosowanie ramy konstrukcyjnej dla wsuwu paneli stycznikowych w strefie niezagrożonej wybuchem, po zabudowie w odpowiedniej osłonie przemysłowej. Dodatkowo w przypadku potrzeby wymiany wnętrza obudowy w warunkach dołowych, cała konstrukcja jest przygotowywana w miejscu do tego sprzyjającym (warsztat), a w miejscu pracy stacji dokonywana jest podmiana całej konstrukcji.

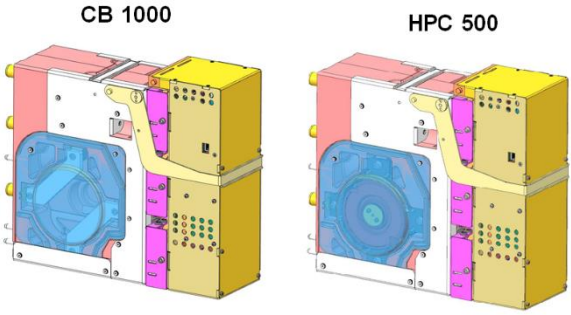


Rysunek 4 Rama konstrukcyjna dla paneli

Szczególne właściwości ramy konstrukcyjnej:

- Panele stycznikowe są wsuwane i wysuwane elektrycznie z możliwością manualnej ingerencji
- Automatyczne odłączanie uszkodzonych paneli stycznikowych od sieci, z zachowaniem diagnostyki
- Automatyczne rozpoznawanie wsuwania, brak kodowania panelu
- Obciążalność styków głównych do 1000A
- Możliwość zastosowania wyłącznika mocy do 1000 A
- Zintegrowane opcjonalnie zabezpieczenie łukoochronne
- Swobodny dostęp do tylnej części stacji kompaktowej dla podłączenia przewodów
- Uniwersalne miejsce wsuwu dla paneli stycznikowych jedno- i dwu-odpływowych oraz transformatorowych

Stacje kompaktowe z rodziny ENDIS 4.0 wyposażane są w zoptymalizowaną nową generację paneli stycznikowych. Konstrukcja wszystkich paneli stycznikowych jest identyczna dla wszystkich poziomów napięcia. Dwu-odpływowe panele stycznikowe TCU zostały wykonane dla napięcia znamionowego wynoszącego do 1140V, prądów obciążenia 2 x 250A i posiadają zdolność łączeniową wynoszącą 4kA. Panel stycznikowy typu HPC 500 został wykonany dla napięć znamionowych do 4,16kV, prądu obciążenia 500A oraz prądu znamionowego łączeniowego wynoszącego 6kA. Styki silnoprądowe można wymieniać samodzielnie. Wyłącznik mocy typu CB 1000 został wykonany dla napięcia znamionowego wynoszącego 4,16kV, prądu znamionowego wynoszącego 1000A i posiada zdolność łączeniową wynoszącą 25kA (Rysunek 5). W stacji kompaktowej zintegrowano wyjście oświetleniowe bez potrzeby wykorzystania miejsca wsuwu dla panelu stycznikowego.

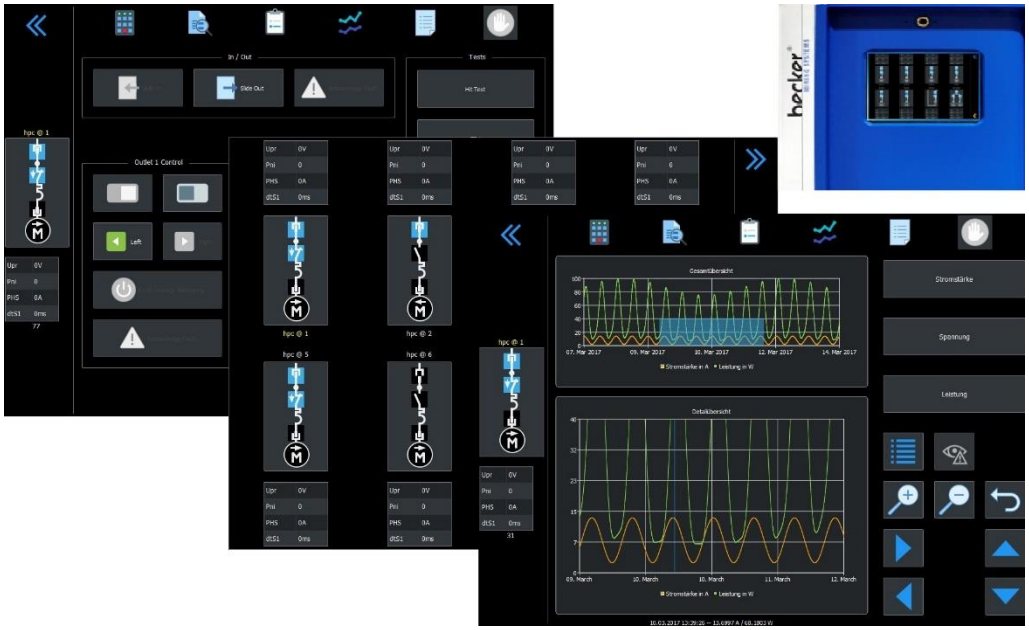


Rysunek 5 Panele stycznikowe

Wyposażeniem standardowym jest moduł kontrolny o prędkości transmisji wynoszącej 500kBit/s dla interfejsów sieciowych oraz komunikacji z panelami stycznikowymi. Stacja posiada 15“ ekran dotykowy z pełną wizualizacją diagnostyki poszczególnych paneli, ich konfiguracji oraz historii ich pracy (Rysunek 6). Nawet przy wysuniętym panelu zachowana jest pełna transmisja diagnostyczna i zasilanie obwodów sterowniczych.

Obecnie w zakładach przemysłowych tylko część urządzeń i sensorów jest ze sobą połączona. Sensory połączone z systemami automatyki służą głównie do odczytywania parametrów i sterowania procesem produkcyjnym. Przemysłowy Internet Rzeczy sprawia, że coraz więcej urządzeń jest wyposażonych w wbudowane czujniki i procesory, co pozwala na sprawną ich komunikację i interakcję. Wpływa to również na coraz bardziej scentralizowaną kontrolę, a zdecentralizowana analityka umożliwia podejmowanie decyzji w czasie rzeczywistym. [1]

W ramach stacji kompaktowej wszystkie istotne podzespoły są diagnozowalne, „usieciowione” i inteligentne, potrafiąc komunikować się ze światem zewnętrznym. Dzięki tej funkcjonalności nawet zdalnie serwis firmy Becker jest w stanie bardzo precyzyjnie stwierdzić który z podzespołów uległ awarii i jak do niej doszło. Dodatkowo dzięki tak szerokiej diagnostyce w niektórych przypadkach istnieje możliwość predyktywnych działań serwisowych. Grupa Becker kładzie na tę funkcjonalność szczególny nacisk z uwagi na posiadanie klientów na każdym kontynencie gdzie możliwość zdalnego serwisu i przewidywania awarii jest znaczną oszczędnością kosztów serwisowych.



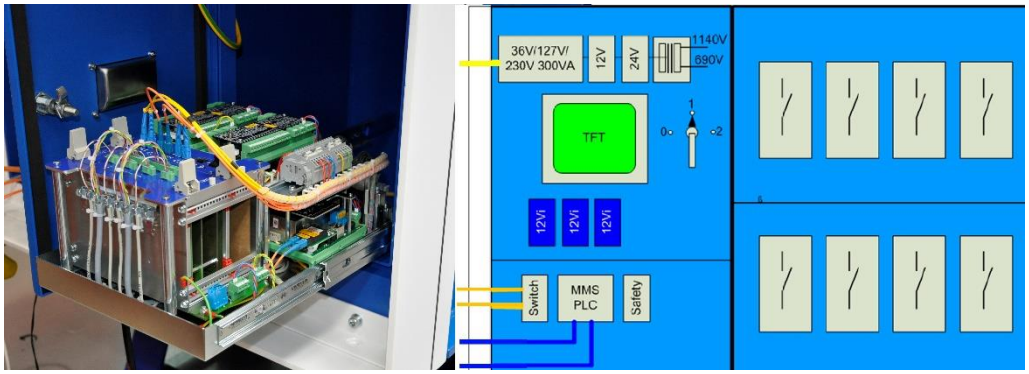
Rysunek 6 Ekran panelu dotykowego do wizualizacji stacji kompaktowej - przykłady

Opcjonalnie stacja kompaktowa może być zintegrowana z sterownikiem PLC poprzez interfejsy magistrali systemowej Mincos AST, BTS lub innym wymaganym przez klienta, celem wykonywania aplikacji bez stosowania dodatkowych sterowników zewnętrznych.

Wraz z upowszechniającą się łącznością i wykorzystaniem standardowych protokołów komunikacyjnych wywodzących się z Przemysłu 4.0, rośnie potrzeba stosowania zabezpieczeń przed cyber-atakami lub zakłóceniem poprawnego działania. W konsekwencji istotą cyberbezpieczeństwa jest niezawodna komunikacja i zaawansowane systemy identyfikacji użytkowników udzielające dostępu do urządzeń. ENDIS 4.0 w pełni spełnia te standardy poprzez zabezpieczenie interfejsów komunikacyjnych jak i wprowadzenie poziomów dostępu do zmian parametrów czy istotnych ustawień.

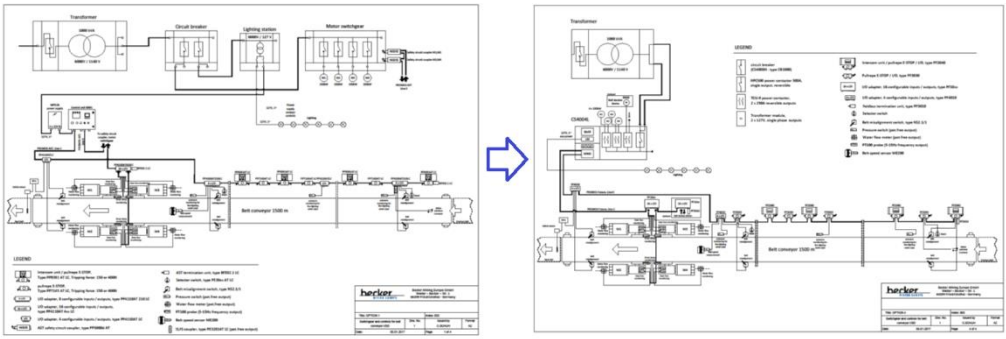
Dla ułatwienia obsługi, uruchamiania i serwisowania stacji, poprzez 15” panel dotykowy, dostępne są liczne, zrozumiałe instrukcje w formie tekstowej jak i graficznej (schematy, animacje) w języku kraju użytkownika oraz innych wymaganych językach. Dodatkowo stacja może pełnić rolę centrali transmisyjnej oraz konwertera pomiędzy różnymi technologiami transmisji. (Rysunek 7)

Dodatkowo istnieje możliwość zdalnego podłączenia się serwisu do stacji kompaktowej i zdalnego wsparcia obsługi u klienta przy umożliwieniu takiego połączenia.



Rysunek 7 W pełni konfigurowalne wyposażenie transmisyjno-sterownicze

Technologia ENDIS 4.0 jest w pełni zintegrowana z systemem automatyki PROMOS 4.0. Integracja jest zarówno na poziomie sprzętowym jak i oprogramowania. Na poniższym rysunku przedstawiono konfigurację przedstawiającą tradycyjną konfigurację wcześniejszej wersji systemu ENDIS i PROMOS po lewej stronie. Widzimy tutaj oddzielną stację kompaktową do zasilania głównych odpływów przenośnika taśmowego, oddzielny moduł oświetleniowy oraz sterownik systemu Promos. Po prawej stronie dzięki pełnej integracji ENDIS 4.0 z systemem PROMOS 4.0 wszystko jest zintegrowane w ramach jednej stacji.



Możliwości i funkcjonalność systemu PROMOS 4.0 została opisana w artykule „System automatyzacji przenośników typu Promos 4.0” w ramach XIII Międzynarodowej Konferencji BEZPIECZEŃSTWO PRACY URZĄDZEŃ TRANSPORTOWYCH W GÓRNICTWIE w 2017 roku [2].

3. PODSUMOWANIE

Światowa branża górnicza już przechodzi z Przemysłu 3.0 do 4.0. Efekty już widać w sterowaniu produkcją, skracaniu cyklu przygotowania inwestycji czy relacjach z klientem. Utrzymanie kontaktu m.in. na poziomie technicznym z światowymi potentatami górniczymi jest niezbędnym czynnikiem mającym wpływ na wzrost opłacalności wydobycia.

Nie można zapomnieć o kwestiach regulacyjnych związanych m.in. z dostępem do danych. Firmy zbierają ogromną ilość danych i ponoszą odpowiedzialność za to, by je chronić. Skala zmian technologicznych przyspiesza wykładniczo. 10 lat temu nikt nie korzystał ze smartfonów, a teraz posiadamy takie urządzenia dostępne nawet w atmosferach zagrożonych wybuchem. Istnieje prawdopodobieństwo, iż za 10 lat kompleksy wydobywcze będą już w pełni autonomiczne. Nie jesteśmy w stanie przewidzieć jakie nowe rozwiązania będą dostępne i czego będziemy potrzebować w przyszłości w naszym przemyśle.

Bardzo ważnym jest pokonanie jednej z głównych barier efektywnego wdrożenia Przemysłu 4.0: niskiej świadomość kadr oraz organów regulacyjnych. Jest to wciąż bardzo świeży temat. Coraz większe wykorzystanie systemów automatyki, sensorów, software i narzędzi analitycznych pozwala analizować efekty wdrożonych rozwiązań i co najważniejsze - koncentrować się na tych zmianach, które wnoszą największą wartość.

Bardzo istotną kwestią jest również nasz system edukacji, który powinien być oparty na projektach i uczyć inżynierów rozwiązywania problemów. Mamy mnóstwo zdolnych i głodnych wiedzy inżynierów, ale brakuje specjalistów interdyscyplinarnych łączących wiedzę techniczną z biznesowymi umiejętnościami miękkimi. A właśnie takowe są wymagane aby móc w pełni wdrażać założenia Przemysłu 4.0.

Zaprezentowany grupa produktowa ENDIS 4.0 jest jedną ze składowych, środkiem dojścia do poziomu Przemysłu 4.0 ale czy i jak ją wykorzystamy to zależy tylko od nas samych.

LITERATURA

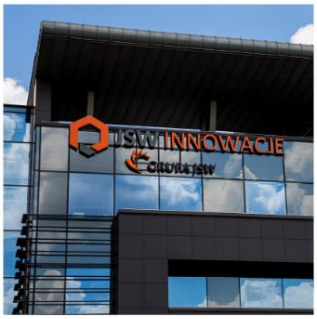
[1] Boston Consulting: Przemysł 4.0 PL Szansa czy zagrożenie dla rozwoju innowacyjnej gospodarki ?

[2] Szymiczek K. Lubryka J. 2017: System automatyzacji przenośników typu Promos 4. Materiały XIII Międzynarodowej Konferencji BEZPIECZEŃSTWO PRACY URZĄDZEŃ TRANSPORTOWYCH W GÓRNICTWIE

[3] Instrukcja obsługi stacji CS4008 firmy Becker





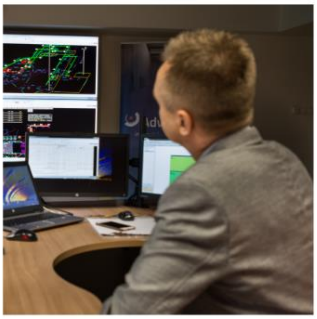


JSW INNOWACJE

Jastrzębska Spółka Węglowa
Debiut na GPW, 201



25 lat JSW



Jastrzębska Sp


JSWSA



GRUPA JSW

JSW INNOWACJE

Z MYŚLĄ O PRZYSZŁOŚCI

Nasza działalność obejmuje pełne spektrum prac o charakterze badawczo-rozwojowym, aż po analizy wykonalności i nadzór nad realizacją projektów i wdrożeń. Pragniemy w naszą działalność jak najmocniej angażować środowiska naukowo-badawcze i uzyskać statusu wiodącego na rynku europejskim centrum innowacji dla górnictwa.

www.jswinnowacje.pl

LUBELSKI WĘGIEL
„BOGDANKA"
SPÓŁKA AKCYJNA



KOPALNIA
INTELIGENTNYCH ROZWIĄZAŃ

Pierwsza polska kopalnia notowana na GPW
w indeksach: mWIG40, WIG-GÓRNICTWO, InvestorMS oraz Respect Index

Pokłady możliwości



KGHM
POLSKA MIEDŹ

Dzięki wiedzy i doświadczeniu naszych pracowników wydobywamy i przetwarzamy cenne zasoby ziemi, umożliwiając rozwój nowoczesnego świata.

KGHM Polska Miedź S.A. | ul. M. Skłodowskiej – Curie 48 | 59-301 Lubin | www.kghm.com

Elektrometal SA®

ul.Stawowa 71
43-400 Cieszyn
tel: 33 8575 200
fax: 33 8575 205
www.elektrometal.eu

70 LAT 1948-2018











górnictwo
gazownictwo
energetyka
oświetlenie przemysłowe
inwestycje pod klucz

koncepcja
projekt
wdrożenie
wsparcie techniczne
wykonawstwo



If these are three areas your mine needs to improve — automation technology and complete longwall systems from Caterpillar® can help you get there.

Find out more, contact your local Cat® Dealer or or visit us at:
WWW.CAT.COM/MINING

BUILT FOR IT.™

© 2017 Caterpillar. All Rights Reserved. CAT, CATERPILLAR, BUILT FOR IT, their respective logos, "Caterpillar Yellow", the "Power Edge" trade dress as well as corporate and product identity used herein, are trademarks of Caterpillar and may not be used without permission.

CAT®



Mądrzejsze wydobycie
Ta historia rozpoczyna się od Ciebie

Jako pracownik branży górniczej w dzisiejszym świecie, musisz podejmować lepsze decyzje szybciej, jednocześnie upraszczając procesy i informacje, zmieniać twoje przedsiębiorstwo w zarządzaną twardymi danymi maszynę biznesową. Ponad 70% z dwudziestki największych przedsiębiorstw górniczych świata, planuje swoje zasoby produkcyjne i operacyjne używając rozwiązań firmy ABB, efektywnie realizując swoje strategie handlowe. W chmurze czy na lokalnych serwerach, dostarczamy wysokiej jakości, efektywnych rozwiązań które pozwalają w pełni wykorzystać zalety monitorowania w czasie rzeczywistym, logiki oraz automatyki procesowej.

ABB Enterprise Software zostało ocenione przez niezależne organizacje jako największy dostawca Systemów Zarządzania Majątkiem i Pracą dla branży górniczej. W połączeniu z systemem ABB Ability™ 800xA oraz Extended Operator Workplace rozwiązania ABB poprawiają rentowność, wydajność, bezpieczeństwo oraz efektywność całego procesu produkcyjnego w przedsiębiorstwie górniczym. Przenieś swoją firmę na następny szczebel rozwoju z ABB.
Więcej informacji: www.abb.pl

PBSz

KOMPLEKSOWE REALIZACJE USŁUG GÓRNICZYCH W KRAJU I ZA GRANICĄ OD PONAD 70 LAT

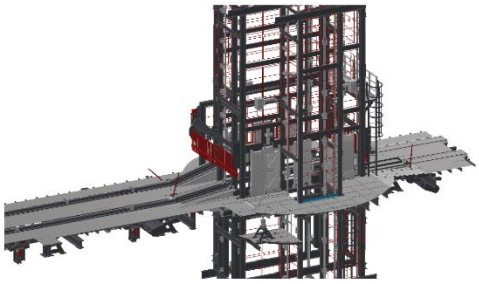




PROJEKTOWANIE



BUDOWNICTWO SZYBOWE









DRĄŻENIE WYROBISK





Przedsiębiorstwo Budowy Szybów SA
ul. Hutnicza 5-9, 42-600 Tarnowskie Góry
tel.: +48 32 736 50 00, fax: +48 32 736 50 01
e-mail: pbsz@kopex.com.pl



Sandvik **MB 670**

Dla większej efektywności robót przygotowawczych. Bezpieczeństwo, Wydajność i Niezawodność.

Sandvik Polska Sp. z o.o.
Oddział Mining and Rock Technology w Tychach

Strefowa 10, 43-100 Tychy, POLAND
tel. +48 32 788 74 00, fax +48 32 788 74 01
e-mail: smc.pl@sandvik.com
www.sandvik.com

SANDVIK

ŁĄCZNIKI WYSOKOCIŚNIENIOWE

TYP 808



HP-70ES



Zalety:

- **Waga łącznika typ 808 DN300 48kg – waga kołnierzy wraz ze śrubami to około 130kg**
- **Pod jednym łącznikiem typ 808 DN300 można podwiesić do 130 ton instalacji**
- **Elastyczność, pozwala na ruch liniowy i odchylenie kątowe**
- **Szybki montaż i demontaż**
- **Wykonanie połączenia dwóch rur DN300 to tylko 2-3 minuty**
- **Brak konieczności prześwietlania spoin**

Specjalista ds. górniczych
Miłosz Sudoł
milosz.sudol@victaulic.com
+48 691 052 833

Victaulic®

© 2017 VICTAULIC COMPANY. WSZELKIE PRAWA ZASTRZEŻONE.

KOMATSU

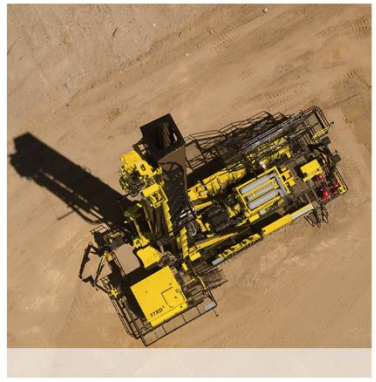


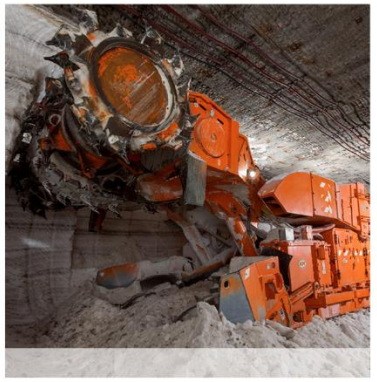












P&H JOY MONTABERT