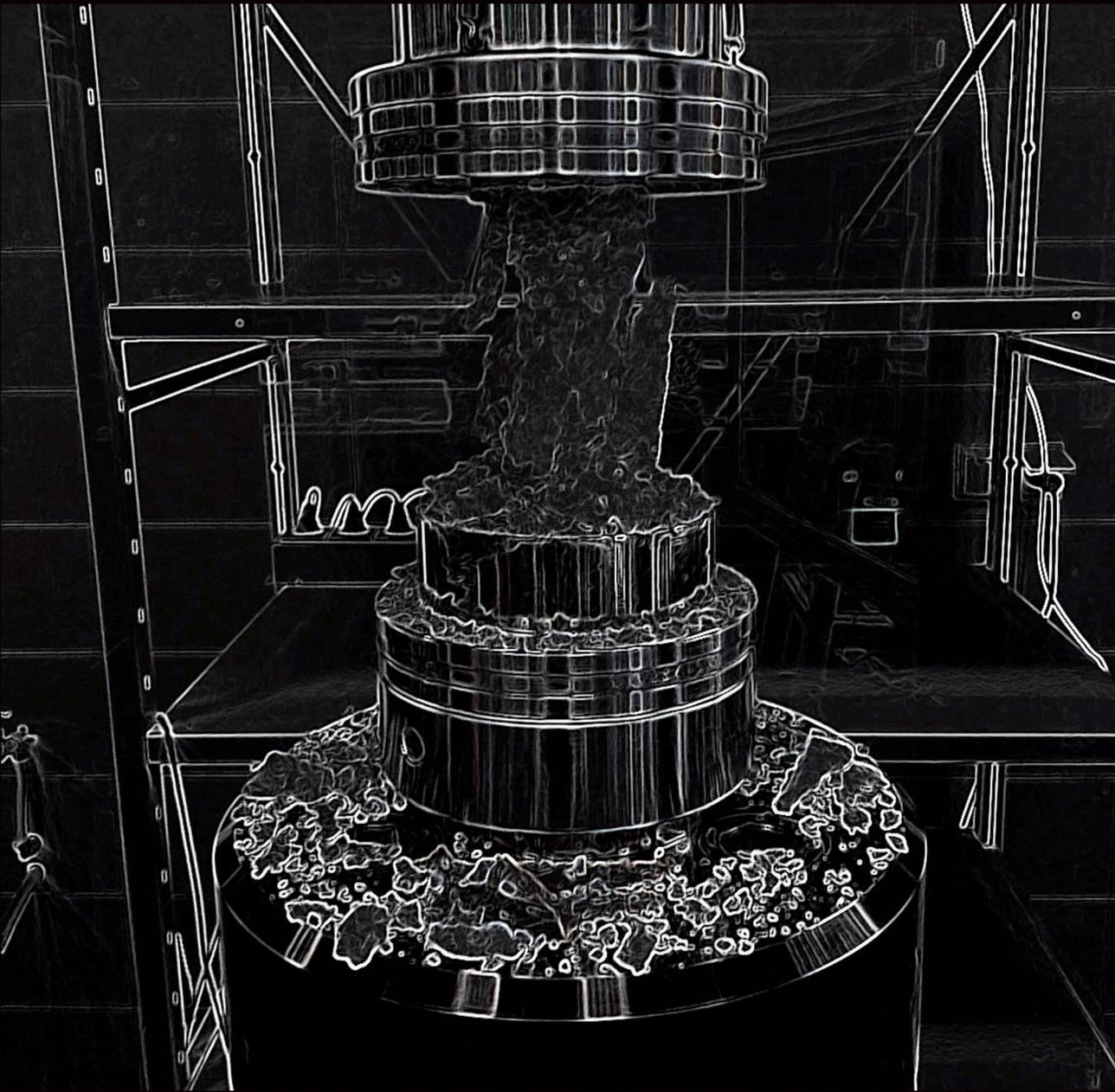


Redaktorzy naukowi
Bogumiła Pałac-Walko
Witold Pytel

WSPÓŁCZESNE PROBLEMY GÓRNICTWA I GEOINŻYNIERII



Wrocław 2017

Współczesne problemy górnictwa i geoinżynierii

Tom I

**Redaktorzy naukowi
Bogumiła Pałac-Walko i Witold Pytel**

Wrocław 2017

Wydanie tomu zostało zrealizowane ze środków zlecenia statutowego
0401/0128/17 zrealizowanego na Wydziale Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Politechniki Wrocławskiej

Redaktorzy naukow
dr inż. Bogumiła PAŁAC-WALKO
oraz
prof. dr hab. inż. Witold PYTEL

Recenzent
dr hab. inż. Adam LURKA, prof. GIG

Skład, łamanie i opracowanie komputerowe
Bogumiła PAŁAC-WALKO

Projekt okładki
Bogumiła PAŁAC-WALKO

Wszelkie prawa zastrzeżone. Żadna część niniejszej książki, zarówno w całości,
jak i we fragmentach, nie może być reprodukowana w sposób elektroniczny,
fotograficzny i inny bez zgody wydawcy i właściciela praw autorskich.

©Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław

ISBN 978-83-946706-4-1

SPIS TREŚCI

<i>Aneta Bielińska, Witold Pytel, Zabezpieczenie stropu bezpośredniego przed wyrzutem skał w warunkach dużych ciśnień poziomych, z wykorzystaniem podatnej obudowy kotwowej</i>	<i>5</i>
<i>Roman Gac, Bogumiła Pałac-Walko, Zabezpieczenie wyrobisk górniczych obudową dodatkową w przypadku niekorzystnych warunków geologiczno-górniczych na przykładzie wybranego oddziału kopalni rud miedzi.....</i>	<i>27</i>
<i>Aleksandra Kurcz, Bogumiła Pałac-Walko, Ewolucja doboru obudowy kotwowej w polskich kopalniach rud miedzi.....</i>	<i>43</i>
<i>Przemysław Pasionek, Witold Pytel, Obudowa Tunelu komunikacyjnego w płytkich utworach IV rzędowych na podstawie metod analitycznych oraz modelowania numerycznego</i>	<i>59</i>
<i>Dawid Szkurat, Bogumiła Pałac-Walko, Zastosowanie kotew ekspansyjnych łączonych od 3,6 do 8,0 m i kotew linowych jako obudowy dodatkowej wyrobisk górniczych wybranego oddziału kopalni rud miedzi</i>	<i>97</i>
<i>Magda Wajda, Bogumiła Pałac-Walko, Utwardzanie głównych dróg transportowych z wykorzystaniem skały płonnej</i>	<i>115</i>

ZABEZPIECZENIE STROPU BEZPOŚREDNIEGO PRZED WYRZUTEM SKAŁ W WARUNKACH DUŻYCH CIŚNIEŃ POZIOMYCH, Z WYKORZYSTANIEM PODATNEJ OBUDOWY KOTWOWEJ

Aneta Bielińska*, Witold Pytel*

* Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej, Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław

Abstrakt

W pracy przedstawiono wpływ ciśnień poziomych na wyrzut bryły skalnej ze stropu wyrobiska górniczego a także model kinematyczno-obciążeniowy zjawiska wyrzutu. Przedstawiono także zastosowanie powyższego modelu i dobór obudowy kotwowej dla wyrobiska górniczego rejonu XXI ZG „Rudna”.

Słowa kluczowe: górnictwo rud miedzi, ciśnienie poziome, model kinematyczno-obciążeniowy, wyrzuty skał, podatna obudowa kotwowa

1. Wstęp

W polskich kopalniach rud miedzi eksploatacja sięga obecnie do ponad 1200 m pod poziomem terenu. W miarę powiększania się głębokości eksploatacji pojawia się szereg nowych utrudnień i zagrożeń związanych z utrzymaniem stateczności wyrobisk, a zatem i z zapewnieniem bezpieczeństwa pracujących tam ludzi. Zagrożenia te wynikają przede wszystkim z wysokiego poziomu naprężeń zarówno poziomych, jak i pionowych, których wartości ogólnie rzecz biorąc rosną wraz z głębokością. Jedno z tych zagrożeń dotyczy zjawiska wyrzutu skał ze stropu bezpośredniego, wobec którego nie dopracowano się jak dotychczas metody w pełni zapobiegającej jego powstawaniu ani kontrolującej przynajmniej jego przebiegu. W tej sytuacji podjęto się opracowania procedury pozwalającej określić liczbowo potencjał dla wyrzutu skał ze stropu wyrobiska podziemnego, a także rozstrzygnąć czy uzasadnione jest w danym przypadku zastosowanie sztywnej obudowy kotwowej (kotwy rozprężne lub wklejane) czy też w celu absorpcji energii wyrzutu należy wykorzystać odpowiednią obudowę podatną. Zakłada się, że analizowany wyrzut bryły skalnej do wnętrza wyrobiska jest wywołany wyłącznie wysokimi ciśnieniami poziomymi, któremu nie towarzyszą

Corresponding authors: w.pytel@cuprum.wroc.pl (W. Pytel)

doi: 10.5277/wpagg20170101

wyrzuty gazów. W tym celu wykorzystano model kinematyczno-obciążeniowy wyrzutu klina skalnego z ociosu stropu wyrobiska (Fabiańczyk, 2016), oparty na metodzie równowagi granicznej. Podejście to pozwala sprawdzić czy wyrzut bryły skalnej w określonych warunkach geologiczno-górnich jest nieunikniony, czy też można go uniknąć, spowolnić albo nawet całkowicie wygasić wykorzystując odpowiednio dobraną sztywną lub podatną obudowę kotwową.

W celu ilustracji możliwości metody poddano analizie wyrobisko korytarzowe zlokalizowane w jednej kopalni rud miedzi zlokalizowanej na Dolnym Śląsku, na głębokości 960 m, o wysokości 4 m i szerokości 6 m. Szczególnym przedmiotem analizy jest strop tego wyrobiska zbudowany z dobrej jakości i umiarkowanie spękanych skał węglanowych (dolomit smugowany i wapnisty) o wysokich parametrach wytrzymałościowych i strukturze blokowej. Na podstawie założonego modelu i wynikających z niego odpowiednich wykresów uwzględniających wpływ ciśnienia pionowego i poziomego, wymiary wyrobiska, a także parametry geomechaniczne skał otaczających (kohezja i kąt tarcia wewnętrznego), oszacowano wielkość wyrzuconego klina skalnego oraz energię i trajektorię jego ruchu (Fabiańczyk, 2016). W celu wyznaczenia parametrów wytrzymałościowych skał, wykorzystano w podejście Hoek'a mającego za podstawę parametr GSI (Geologiczny Wskaźnik Wytrzymałości).

2. Ocena stateczności stropu bezpośredniego wyrobiska podziemnego

2.1. Wprowadzenie

Praktyka górnictwa światowego wskazuje, że jedną z głównych przyczyn utraty stateczności stropu podziemnego wyrobiska górniczego oraz niektórych zjawisk dynamicznych prowadzących do wyrzucenia skał do wyrobiska, są duże wartości naprężeń poziome w otaczającym górotworze. Wykazano wielokrotnie (np. Mark, 1991; Butra i in., 1998), że maksymalna składowa pozioma naprężeń pierwotnych na dużej głębokości może być znacząco większa od składowej pionowej. Prowadzi to do wniosku, że naprężenie pierwotne w skorupie ziemskiej jest sumą naprężeń wynikających z działania grawitacji oraz tzw. naprężeń tektonicznych mających swoje źródło w innego rodzaju procesach zachodzących obecnie w górotworze lub w ich zaszłościach. Wymienić tu należy także dodatkowy wpływ topografii powierzchni terenu, procesów wietrzenia, erozji oraz obecności nieciągłości i sieci spękań w masywie skalnym. Można więc stwierdzić (np. Katulski i in., 1997) stwierdzić, że wartość poziomych naprężeń wokół wyrobisk jest zazwyczaj znacznie większa od wartości określanych na podstawie tylko liniowej teorii sprężystości.

Jest oczywiste, że na podatność wyrobisk podziemnych na wyrzuty skał, główny wpływ mają takie parametry jak: wartość naprężenia w górotworze związane

z głębokością lokalizacji wyrobiska, jego geometria oraz własności mechaniczno-wytrzymałościowe skał otaczających. Na głębokościach powyżej 1000 m pojawiają się także nowe zjawiska geomechaniczne, które bardziej intensywnie lub odmiennie niż dotychczas zagrażają stateczności wyrobisk górniczych. W warunkach działania dużych naprężeń w górotworze, mechanizm zniszczenia przeobraża się od kruchego łuszczenia się i odłupywania skalnych płyt ze stropu wyrobiska w górotworze masywnym lub posiadającym nieliczne spękania, do bardziej plastycznego zniszczenia charakterystycznego dla skał bardziej spękanych.

Do mechanizmów zniszczenia o charakterze „kruchym” zalicza się odspojenie płytowe, przybierające formę nagłego odspojenia i „odskoczenia” od masywu skalnego płyt skalnych o „talerzowatym” kształcie ze słyszalnym dźwiękiem, lub postępujące łuszczenie się skał ociosów, które w przypadku zaangażowania większej objętości skał, może być zaklasyfikowane w skrajnych przypadkach jako wyrzut skał. Związane z tym zniszczenia stropów w postaci wyrzutów obejmują gwałtowny ruch skały do wyrobiska lub poślizgowy ruch ścinający prowadzący do zniszczenia lub uszkodzenia stropu bądź kombinację tych dwóch mechanizmów. Poślizgowy ruch ścinający może wystąpić na nowo powstałych szczelinach lub na obecnych odnowionych (Mark, 2015). Wyróżnić tu też można zróżnicowany stopień uszkodzenia górotworu wyrzutami skał (CAMIRO, 1995):

- a) uszkodzenia nieznaczne- sięgają do głębokości ok. 0,25 m, ograniczone są do strefy powierzchniowej wyrobiska
- b) uszkodzenia umiarkowane- towarzyszą im wyrzuty skał odspojonych do głębokości ok. 0,25- 0,75 m
- c) uszkodzenia poważne- są to wyrzuty bloków skalnych o szerokości przekraczającej 0,75 m.

Inną przyczyną prowadzącą do powstawania zawałów stropów są systemy spękań, które osłabiają górotwór zbudowany ze skał zwięzłych. Zaangażowane tutaj są względnie duże bloki skalne w formie klinów i nieregularnych bloków, na których kształt ma wpływ przestrzenne położenie przecinających się powierzchni nieciągłości oraz spękań. Możliwe jest, że po wykonaniu wyrobiska niektóre elementy mogą stracić swoje podparcie a w przypadku braku podjęcia działań stabilizujących poluzowane elementy, mogą zsunąć się lub spaść do wyrobiska, przez co kolejne kliny i bloki również pozbawiane są podparcia. Ten proces będzie kontynuowany aż do uzyskania w stropie wyrobiska naturalnego sklepienia ciśnień, które zapobiegnie dalszemu opadaniu skał do jego wnętrza bądź do całkowitego wypełnienia wyrobiska wyrzuconą skałą (Hoek, 1993). Mechanizmy ścinające i rozciągające związane są głównie z pojawieniem się określonego rodzaju przemieszczeń, które koncentrując się lokalnie w pobliżu nieciągłości prowadzić mogą do zerwania elementów obudowy, niezależnie od ich rozstawu, długości, czy obecnego stanu obciążeń w oddalonych przekrojach (Pytel, 2012).

Do zwiększonego ryzyka wyrzutów skał można zaliczać także czynniki geologiczne, takie jak nagłe zmiany głębokości, pofałdowane i nachylone pokłady,

skały koncentrujące nadmierne obciążenie oraz obecne uskoki (Mark, 2015). Przy określaniu sztywności powierzchni płaskich spękań, wzdłuż których następuje ruch bloków skalnych wykorzystuje się m.in. spójność i kąt tarcia wewnętrznego oraz orientację przestrzenną bloku, które determinują wartość współczynnika bezpieczeństwa (Pytel, 2012).

W wyniku obserwacji dołowych zauważono, że stropy bezpośrednie wyrobisk w kopalniach miedzi LGOM są w większości dobrej jakości o strukturze przeważnie blokowej z wyraźnym uławiczeniem. Stąd można wnioskować, że w typowych sytuacjach górniczych może tam być zastosowana uproszczona metoda opisu uszkodzeń stropu, ograniczająca się wyłącznie do mechanizmów translacji.

2.2. Stateczność wyrobisk podziemnych

W wyniku wydrążenia wyrobiska podziemnego zostaje naruszona pierwotna równowaga geomechaniczna, której następstwem jest tendencja skał do przemieszczania się do wnętrza wytworzonej pustki. Tego rodzaju zjawisko uzależnione jest m.in. od wielkości i kształtu wyrobiska, a także od geometrii wyrobisk w zasięgu wpływów, głębokości wykonanego wyrobiska oraz odkształcalności i wytrzymałości skał otaczających. Istotne znaczenie w zakresie współpracy obudowy z górotworem mają też takie zjawiska jak:

- Powstanie strefy spękań w danej warstwie wokół wyrobiska oraz związane z tym przekazanie obciążeń do obszarów mniej obciążonych i dalej położonych. Rozwój tego zjawiska jest mocno uzależniony od czasu, zaś jego skala i intensywność zależne jest od wytrzymałości materiału skalnego i ewentualnej obecności makrodefektów, układów spękań oraz nieciągłości. Na stopień uszkodzenia skał i stopień przebudowy stanu naprężenia wokół wyrobiska istotny wpływ ma również stan naprężeń pierwotnych, mogących się charakteryzować niespodziewaną konfiguracją naprężeń głównych, np. z dominującą składową poziomą. Oznacza to, że bez znajomości tensora naprężeń w ogólnym przypadku nie jest możliwa nawet ocena jakościowa zmian naprężeń wokół wyrobiska.
- Wykonanie obudowy wyrobiska, której głównym celem jest stabilizacja deformacji wyrobiska. Obudowa nie może być wykonana w całości przed ukończeniem prac górniczych w związku z czym niewątpliwie jest pojawienie się deformacji w ociosach wykonanego obiektu a ich wielkość zależna jest od czasu zwłoki w wykonywaniu obudowy, jej docelowa odkształcalność a także wytrzymałość (Pytel, 2012).

W związku z powyższymi stwierdzeniami można przyjąć, że prawidłowe projektowanie/dobór obudowy powinno zapewnić stateczność skał otaczających przez właściwe dobranie własności odkształceniowo-wytrzymałościowych obudowy przy jednoczesnym dopuszczeniu do ograniczonego odprężenia i spękania ociosów i do ich w pełni kontrolowanych deformacji. Ten wymóg spełniają warunki stanu granicznego

nośności i użyteczności, co zapewnia możliwość wypełnienia przez obudowę funkcji takich jak:

- wzmocnienie górotworu otaczającego
- przypięcie niestatecznych partii skalnych do utworów bardziej statecznych
- zapobieganie zawałom oraz obsypywaniu się skał (Pytel, 2012).

W polskich kopalniach rud miedzi LGOM obudowę kotwową wyrobisk wykonuje się na podstawie instrukcji z 2002 r. uwzględniającej parametry geomechaniczne skał stropowych pod kątem określania klas stropu. Parametry takie jak uławicenie stropu, zagęszczenie zmineralizowanych szczelin, stopień zuskokowania, średnia amplituda zrzutu uskoków, wytrzymałość na rozciąganie i współczynnik korygujący są zaszeregowane według hierarchii ważności i decydują o stateczności stropów (Pytel, 2012).

Załącznik nr 3 do Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. definiuje następujące, minimalne wymagania aby zastosowanie obudowy kotwowej było uzasadnione:

- średnio ważona wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie (R_c) musi być większa od 15 MPa
- średnio ważona wytrzymałość na rozciąganie (R_t) badana musi być większa od 2 MPa
- średnia podzielność skał w strefie przewidzianej do kotwienia jest większa od 20 mm
- skały stropowe nie wykazują naturalnej skłonności do odpajania się.

Po określeniu wartości pięciu wiodących parametrów tj. uławicenie stropu (podzielność w kierunku pionowym), zagęszczenie zmineralizowanych szczelin, stopień zuskokowania i średni zrzut uskoków, przystępuje się przyporządkowania ich do odpowiedniej grupy i po zsumowaniu otrzymanych wartości procentowych wszystkich parametrów (SWP_p - podstawowa suma wartości procentowych) następuje przypisanie stropu do określonej klasy. Kolejnym krokiem jest dopasowanie obudowy do danej klasy stropu i rozpiętości wyrobiska, a następnie dokonuje się korekty uwzględniającej szerokość otwarcia przestrzeni roboczej a także sposób kierowania stropem (Pytel, 2012).

Warto jednakże zauważyć, że tego rodzaju dobór obudowy stropów wyrobisk nie uwzględnia kompletnie stanu naprężenia w stropie bezpośrednim, tj. jednego z podstawowych parametrów określających potencjał wyrzutu skał.

2.3. Podatne systemy obudowy wyrobisk podziemnych

Systemy obudowy wyrobisk przeważnie składają się z elementów przytrzymujących i wzmacniających. Konstrukcja elementów wzmacniających umożliwia im penetrowanie skał otaczających dzięki czemu natychmiast po zabudowanie blokują większość przemieszczeń skał w bezpośrednim sąsiedztwie

wyrobiska. W przypadku, gdy deformacje skał przekraczają wartości graniczne, wytrzymałość na ścinanie na kontakcie pewnych istniejących pęknięć gwałtownie spada jednocześnie pozwalając na poślizg określonych bloków skalnych w obrębie wyrobiska. Wówczas elementy wzmacniające przenoszą obciążenie równe ciężarowi własnemu odspojonych lub rozluzowanych bloków skalnych. Zadaniem elementów podtrzymujących jest podparcie i utrzymanie odspojonego bloku w pierwotnym miejscu, będącego pomiędzy elementami wzmacniającymi. W tym celu stosuje się siatki, opaski stalowe a także natryski betonowe (torkret). Powyższe elementy są szczególnie ważne w skałach silnie spękanych lub w miejscach, gdzie wysoki poziom naprężeń sprzyja stopniowemu pękaniu górotworu (Pytel, 2012)

Dobrze zaprojektowana obudowa górniczych wyrobisk podziemnych powinna być ściśle dostosowana do panujących w danym obszarze warunków geologiczno-górniczych, w tym do rodzaju skał otaczających wyrobiska podziemne o określonej geometrii. Powinna również wykazywać dostateczną odporność na niekorzystne zjawiska, którymi są m.in.:

- stan naprężenia oraz powiązane z nim wyteżenie górotworu
- oddziaływanie wody przez wpływ na własności mechaniczne materiałów i generowanie dodatkowego obciążenia o charakterze ciśnienia hydrostatycznego i hydrodynamicznego (Pytel, 2012).

Istotne są również w tym aspekcie warunki geomechaniczne, m.in. głębokość posadowienia wyrobiska, która wpływa na poziom naprężeń w górotworze. Im większa jest głębokość danego wyrobiska, tym gwałtowniej i w większej skali skały znajdujące się w sąsiedztwie wyrobiska będą się przemieszczać do przestrzeni wybranej w postaci wyrzutów skał w ośrodku kruchym o dużej wytrzymałości i niskiej odkształcalności lub wyciskania ośrodka skalnego o niskiej wytrzymałości i dużej odkształcalności (Pytel, 2012).

Można się zatem liczyć z tym, że w miarę zwiększania głębokości posadowienia wyrobiska, systemy eksploatacji będą musiały wykorzystywać takie rodzaje obudów, które będą w stanie:

- wprost przenosić zwiększone obciążenia przez swoją zwiększoną sztywność. Są to mało odkształcalne obudowy kombinowane, m.in. kotwy, torkret, siatki i obudowy masywne
- przenosić część zwiększonych obciążeń, dopuszczając znaczne ale nadal kontrolowane deformacje skał otaczających. Są nimi obudowy podatne w postaci kotew o specjalnej konstrukcji w kombinacji z siatkami drucianymi i opinkami linowymi (Pytel, 2012).

Systemy podatne redukują potencjał pojawienia się dynamicznych przejawów ciśnienia górotworu, przeważnie wyrzutów skał, bądź po ich powstaniu absorbują energię kinetyczną ruchu bloków skalnych, co prowadzi często do całkowitego uspokojenia procesów dynamicznych (Pytel, 2012). Równanie bilansu energetycznego dla elementów podatnych obudowy można przedstawić w sposób uproszczony

pomijając straty energetyczne wywołane w większości pracą wydaną na zjawiska pęknięcia skał, a także na towarzyszące im straty ciepłne (Pytel, 2012) jako:

$$E_p = F_p \cdot w_p \quad (1)$$

gdzie: F_p – uogólniona siła średnia działająca równoległe do kierunku ruchu elementu, kN; w_p – przemieszczenie maksymalne elementu, mierzone w momencie zatrzymania ruchu zespołu: element obudowy-blok skalny, m.

Siły bierne F_p , które są wzbudzane w elementach obudowy przez wymuszenia deformacyjne mogą pojawiać się w skutek (a) powstania sił tarcia na powierzchni kontaktu ośrodka skalnego i dociskanego do niego sztywnego elementu obudowy (kotwy rurowo-cierne typu Swellex, Split Set), (b) mobilizację sił tarcia na powierzchni kontaktu ośrodka skalnego i dociskanego do niego elementu obudowy, którego wstępny, pofalowany kształt jest prostowany podczas przemieszczania się w otworze (kotwy Durabar, D-bolt typu W), (c) niszczenia struktury spoiwa w otworze poprzez właściwe ukształtowanie przemieszczającego się elementu obudowy (kotwy D-bolt typu O, stożkowe), (d) przeciągania plastycznej części obudowy przez otwór urządzenia oporowego (kotwy Roofex, Garford), lub (e) sprężysto-plastycznego odkształcania się części obudowy obciążonej poruszającym się blokiem skalnym (m.in. długie częściowo wklejone kotwy linowe, bardzo długie kotwy ekspansywne) (Pytel, 2012).

Ponadto, aby kotwy podatne pracowały w pełni wykorzystując swoje zalety, muszą być spełnione równocześnie dwa warunki:

- sumaryczna siła oporu pozostałej części kotwy nie może być większa od wytrzymałości żerdzi na rozciąganie
- uruchomienie otwartego pęknięcia w otaczającym górotworze, które ogranicza przestrzennie blok skalny, obejmujący wklejoną w niego część zewnętrzną kotwy (Pytel, 2012).

3. Model kinematyczno-obciążeniowy wyrzutu skał ze stropu bezpośredniego

3.1. Wprowadzenie

Konstrukcje budowli podziemnych o różnym przeznaczeniu powinny wykluczać dwa podstawowe warunki graniczne, dokumentując tym samym prawidłowość przyjęcia ich charakterystyk geometrycznych i materiałowych. Są to warunki:

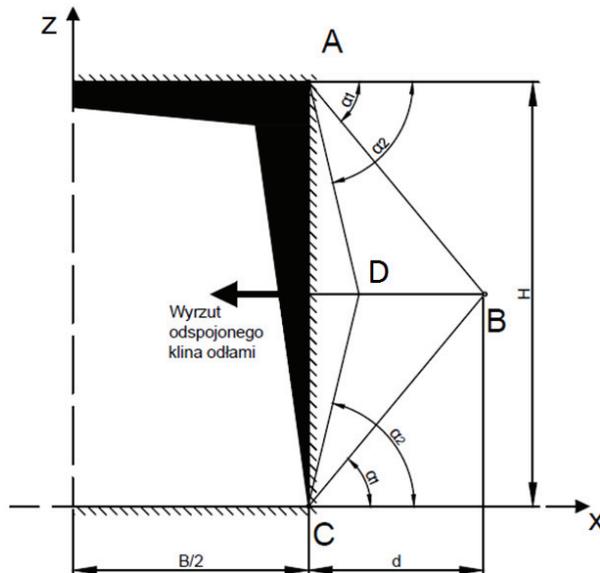
1. Stanu granicznego nośności- występującego, gdy wielkość obciążenia, działającego na rozpatrywaną konstrukcję, osiąga lub przekracza z dużym prawdopodobieństwem powierzchnię opisującą stan graniczny w przestrzeni

naprężeń. Stan graniczny sformułowany jest z wykorzystaniem wybranej hipotezy wytrzymałościowej.

2. Stanu granicznego użyteczności- występującego, gdy określona kategoria deformacji osiąga wartość, która nie może być akceptowana ze względu na możliwość prawidłowej eksploatacji budowli (Pytel, 2012).

Stan graniczny nośności stanowi podstawowe kryterium bezpieczeństwa gwarantowane przez zastosowanie odpowiednich środków technicznych i technologicznych, przede wszystkim przez zaprojektowanie/dobór obudowy, której głównym zadaniem jest zapewnienie stateczności wyrobisk w czasie (Pytel, 2012). Stateczność stropu rozumie się jako stan górotworu, który nie zagraża pracy ludzi i urządzeń wyrzutem skał ze stropu lub ociosów, któremu towarzyszyć może zniszczenie lub poważne uszkodzenie deformujących się systemów zabezpieczających w sposób niekontrolowany (Pytel, 2012).

Na podstawie równania Maugisa (1992) określającego rozkład naprężeń w sąsiedztwie eliptycznego wyrobiska drążonego w jednorodnej i nieskończonej przestrzeni sprężystej, otrzymano równania opisujące normalne naprężenia σ_z i σ_x działające w płaszczyźnie $x = a = B/2$, które są skutkiem równomiernie rozłożonego ciśnienia poziomego p_x i pionowego $p_z = \gamma_{sr} H_0$, które to można również traktować jako naprężenia główne w nieskończoności. Na górotwór działa również ciśnienie poziome p_y ze względu na rozpatrywanie pracy górotworu w płaskim stanie odkształcenia.



Rys. 1. Schemat wyrzutu skał z ociosu wyrobiska (Fabiańczyk, 2016)

Wskaźnik stateczności klina skalnego wyznaczonego wierzchołkami ABC (rys. 1) można wyznaczyć z następującej zależności, utworzonej na podstawie warunku równowagi granicznej:

$$\bar{F} = \frac{F_u}{F_p} [-] \quad (2)$$

gdzie: F_u – siły utrzymujące blok skalny, kN; F_p – siły przesuujące blok skalny, kN.

Siły utrzymujące i przesuujące można określić w następujący sposób:

$$F_u = tg(\varphi + dil)[2\cos\alpha \int_{\frac{H}{2}}^{\frac{H}{2}+h} \sigma_z(z)dz + 2\sin\alpha \int_{\frac{H}{2}}^{\frac{H}{2}+h} \sigma_x(z)dz] + c \cdot B + \sum_{i=1}^n (N_i \cos\delta_i) \quad (3)$$

$$F_p = 2\sin\alpha \int_{\frac{H}{2}}^{\frac{H}{2}+h} \sigma_z(z)dz - 2\cos\alpha \int_{\frac{H}{2}}^{\frac{H}{2}+h} \sigma_x(z)dz \quad (4)$$

gdzie: φ – kąt tarcia wewnętrznego materiału skalnego [°], dil – kąt dylatacji na powierzchni nieciągłości [°], α – kąt odchylenia ramienia trójkąta bloku skalnego od płaszczyzny poziomej [°], H – wysokość wyrobiska, m; h – wysokość bloku skalnego, m; σ_z – naprężenia pionowe w stropie wyrobiska, MPa; σ_x – naprężenia poziome w stropie wyrobiska, MPa; c – kohezja materiału skalnego [-], B – szerokość wyrobiska, m; N_i – nośność kotew, MN; δ_i – kąt odchylenia kotwy „i” od płaszczyzny poziomej [°].

Ostatecznie:

$$F = A_f + A_c + A_b \quad (5)$$

gdzie: A_f – względny opór sił tarcia wewnętrznego, kN/kN; A_c – względny opór sił spójności, m/kN; A_b – względny opór sił mobilizowanych w żerdziach obudowy kotwowej, MN/kN.

Na podstawie parametrycznej procedury obliczeniowej przeszukującej 7-wymiarową przestrzeń parametrów opisujących model jednorodny w profilu furty, stwierdzono (Fabiańczyk, 2016), że:

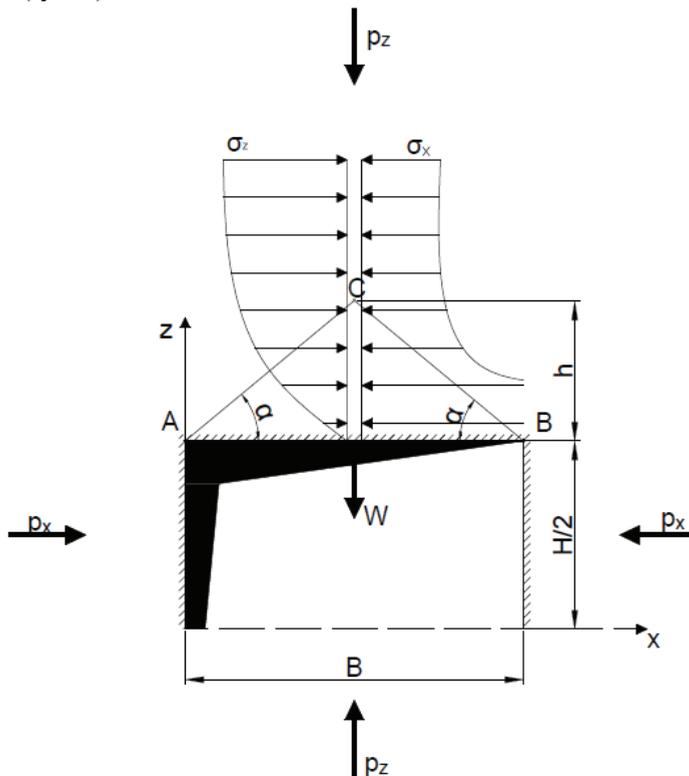
1. Ogólnie wyrzucany blok skalny ma kształt trójkąta ABC symetrycznego względem płaszczyzny $z = H/2$.
2. Wyrzucany blok skalny ma kształt trzech trójkątów: trójkątów ABD i DBC wyznaczonych przez kąty α_1 i α_2 i stanowiących obszar, w którym wartość wskaźnika stateczności jest mniejsza niż 1,0, oraz trójkąta ACD, który przemieszcza się wraz

z pozostałymi dwoma chociaż właściwy dla niego wskaźnik stateczności jest większy niż 1,0.

Najważniejszymi parametrami wytrzymałościowymi, które w ocenie zagrożenia wyrzutem skał odgrywają najważniejszą rolę, są: wytrzymałość na ściskanie, kohezja, kąt tarcia wewnętrzny (samych skał lub na powierzchniach pęknięć), a także ciśnienia pionowe i poziome oraz szerokość i wysokość wyrobiska. Ponadto, istotny wpływ na wyniki prognozy wyrzutów ma budowa geologiczna górotworu w aspekcie obecności lub nieobecności pęknięć lub nieciągłości w górotworze.

3.2. Rozwiązanie zagadnienia prognozy stateczności stropu

W niniejszej pracy zmodyfikowano model kinematyczno-obciążeniowy wyrzutu skał z ociosu przedstawiony wyżej w rozdziale 3.1 (łącznie z przygotowanymi przez autorkę wykresami), obracając go o 90° i dopasowując do modelu wyrzutu skał, tym razem ze stropu (rys. 2).



Rys. 2. Model kinematyczno-obciążeniowy wyrzutu skał ze stropu bezpośredniego

Oznacza to, że współrzędna x jest obecnie współrzędną z podczas gdy współrzędna z pełni rolę współrzędnej x , ze wszystkimi konsekwencjami jeśli chodzi o wartości parametrów modelu.

4. Zastosowanie modelu kinematyczno-obciążeniowego w wybranym oddziale kopalni rudy miedzi

4.1. Wprowadzenie

W oceny możliwości wyrzutu bloku skalnego ze stropu przykładowego wyrobiska górniczego w wybranym oddziale jednej z polskich kopalni miedzi, znajdującego się na głębokości 960 m (rys. 3), wykorzystano opisany wyżej model kinematyczno-obciążeniowy, uwzględniający wysokie ciśnienia poziome w stropie charakteryzującym się parametrami odpowiednimi dla warunków in-situ (dolomit wapnisty i dolomit smugowany) - wytrzymałość na ściskanie, kąta tarcia wewnętrznego oraz spójność obecnych tu utworów skalnych. Analizie zostało poddane wyrobisko o szerokości 6,0 m i wysokości 4,0 m, którego strop zbudowany jest ze skał masywnych, niespękanych.

Za pomocą modelu kinematyczno-obciążeniowego stwierdzono jak duży i o jakim kształcie blok skalny zostanie wyrzucony ze stropu bezpośredniego, a także wyznaczono wartość niezrównoważonej siły z jaką dana bryła może zostać wyekspediowana do wnętrza wyrobiska. Na podstawie powyższych informacji dobrano odpowiednią kotwową obudowę podatną oraz sprawdzono tkwiące w niej możliwości zatrzymania tego ruchu.

4.2. Charakterystyka geologiczno-górnicza wybranego oddziału w kopalni rudy miedzi o trudnych warunkach stropowych

W danym rejonie strop wyrobiska zbudowany jest z cechsztyńskich skał węglanowych, w których skład wchodzi dolomit ilasty o miąższości 0,2-0,4 m, dolomit smugowany (1,5-2,0 m) oraz dolomit wapnisty (35,0-65,0 m). Nad stropem zalegają skały anhydrytowe o miąższości 104,0-144,0 m. W furcie wyrobiska znajdują się cechsztyński łupek (0,6 m) a także piaskowiec ilasty, szary z czerwonego spągowca o miąższości 11,1 m. W spągu wyrobiska również znajduje się piaskowiec ilasty, szary (6,9 m) oraz piaskowiec ilasty, czerwony na głębokości 18~300 m. Skały znajdujące się w stropie wyrobiska charakteryzują się znacznie większą wytrzymałością i korzystniejszymi pozostałymi parametrami geomechanicznymi niż skały spągowe.



Rys. 3. Lokalizacja otworów badawczych analizowanych w pracy (niebieska ramka). Stan zaawansowania eksploatacji z dnia 20.12.2016

4.3. Wyznaczenie wytrzymałości na ściskanie w stropie wyrobiska

Istotnymi parametrami w ocenie zagrożenia wyrzutem skał są wytrzymałość na ściskanie, kohezja, kąt tarcia wewnętrzznego a także ciśnienia pionowe i poziome oraz szerokość i wysokość wyrobiska. Kohezję i kąt tarcia wewnętrzznego wyznaczono na podstawie metody Marinosa i Hoek'a (2000) wykorzystującej wskaźnik GSI. Średnią wytrzymałość na ściskanie skał w stropie wyrobiska obliczono za pomocą średniej ważonej, gdzie wagą są długości próbek. Średnia wytrzymałość na ściskanie w otworze Rn-01-154 wynosi: $R_c = 127,8$ MPa.

Parametry wytrzymałościowe skał stropowych obliczono w następującej kolejności:

1. Geologiczny Wskaźnik Wytrzymałości GSI

Wartość wskaźnika GSI dobrano na podstawie tabeli 5.9 (Pytel, 2012), opisującej typowe wartości GSI dla wapieni opracowanych przez Marinosa i Hoek'a w 2000 r. Wskaźnik wyznaczono dla blokowej struktury stropu, gdzie powierzchnia spękań jest dobra. Stąd: $GSI = 65$.

2. Stała Hoeka m_i

Stałą m_i dla dolomitu przyjęto na podstawie tabeli 5.3 (Pytel. 2012) określającej wartości m_i dla różnych grup skał nienaruszonych opracowanej przez Hoek'a (2002). Dla dolomitu stała $m_i=9$.

3. Kąt tarcia wewnętrznego φ

Wartość kąta tarcia wewnętrznego dobrano na podstawie wykresu 5.14 (Pytel. 2012) przedstawiającego zależność pomiędzy wartości kąta tarcia dla różnych wartości GSI i m_i . Z wykresu można wnioskować, że jeśli $GSI = 65$ i $m_i = 9$ to kąt $\varphi = 35^\circ$.

4. Spójność c

Wartość spójności dobrano na podstawie wykresu 5.14 (Pytel. 2012) przedstawiającego zależność pomiędzy wartościami spójności dla różnych wartości GSI i m_i . Z wykresu można wnioskować, że jeśli $GSI = 65$ i $m_i = 9$ to: $c/R_c = 0,06$, a więc:

$$c = 0,06 \cdot 127,78 = 7,67 \text{ MPa}$$

Wykorzystując wyniki pomiarów naprężeń pierwotnych in-situ dokonane przez Katulskiego i in. (1997), przyjęto, że pierwotne ciśnienie pionowe na poziomie stropu rozpatrywanego wyrobiska górniczego wynosi średnio $p_z = 25$ MPa, zaś ciśnienie poziome jest 1,4 razy większe i wynosi $p_x = 35$ MPa.

Dane dotyczące rozpatrywanego wyrobiska zsumowano w tab. 1.

Tab. 1. Wartości parametrów modelu w stropie rozpatrywanego wyrobiska (rys. 4÷6)

Parametry in-situ	Szerokość wyrobiska B m	Wysokość wyrobiska H m	φ [°]	c MPa	p_x MPa	p_z MPa
	6	4	34	8	35	25

4.4. Określenie kształtu bloku wyrzucanego ze stropu wyrobiska oraz wartości towarzyszącej mu siły niezrównoważonej

Poniżej, na rys. 4÷6 zamieszczono oryginalne wykresy Fabiańczyk (2016) odnoszące się do zjawiska wyrzutu skał z ociosów pionowych wyrobiska, pozwalające oszacować kąty α_1 i α_2 charakteryzujące kształt wyrzucanego bloku skalnego oraz wartość niezrównoważonej siły P_k dla wybranych warunków geologiczno-górnicych, bliżej określonych w tabeli 2.

Tab. 2 Wartości parametrów modelu wyrzutu skał z ociosów wyrobisk reprezentowanych na rys. 4÷6

Parametry in-situ	Szerokość wyrobiska B, m	Wysokość wyrobiska H, m	φ [°]	c MPa	p_x MPa	p_z MPa
Wartości:	4	2÷6	34	2÷14	25	35

Zakładając brak grawitacji oraz jednorodny i izotropowy materiał skalny otaczający wyrobisko, możemy przedstawiony na rysunku 1 układ współrzędnych x - y obrócić o 90° w lewo, uzyskując możliwość wykorzystania rys. 4÷6 (sporządzonych do analizy wyrzutów skał z ociosów pionowych wyrobiska) do oceny potencjału wyrzutu skał ze stropu bezpośredniego. W tym celu jednakże należy także zamienić miejscami szerokość B z wysokością H wyrobiska oraz ciśnienie p_z z ciśnieniem p_x . W rezultacie uzyskujemy przedstawione w tab. 3 zakresy danych, które można wykorzystać do oceny potencjału wyrzutu skał ze stropu wyrobiska.

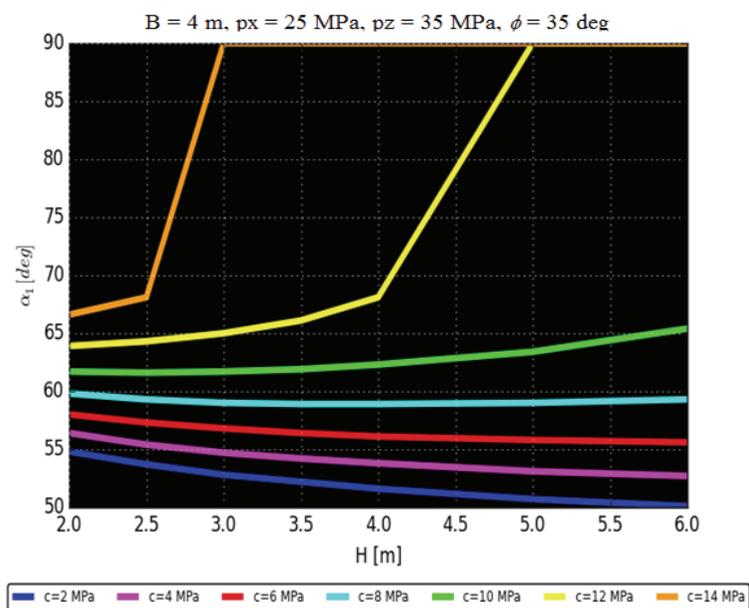
Tab. 3 Wartości parametrów obróconego modelu wyrzutu skał ze stropów wyrobisk reprezentowanych na rys. 4÷6

Parametry in-situ	Szerokość wyrobiska B , m (H na rys. 4-6)	Wysokość wyrobiska H , m (B na rys. 4÷6)	φ [°]	c MPa	p_x , MPa	p_z , MPa
Wartości:	2÷6	4	34	2÷14	35	25

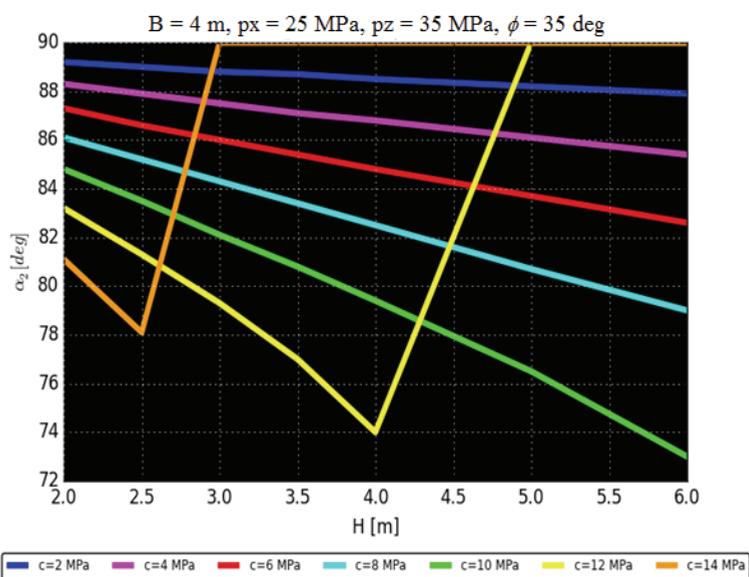
Stwierdzić zatem można, że parametry tabeli 3 (dane dla ociosu) mogą reprezentować model obrócony o 90° ważny dla zjawiska wyrzutu skał ze stropów wyrobisk.

Na podstawie wykresów 4÷6 i dla danych z tabeli 1 otrzymano następujące wartości parametrów charakteryzujących rozpatrywane wyrobisko (rys. 7):

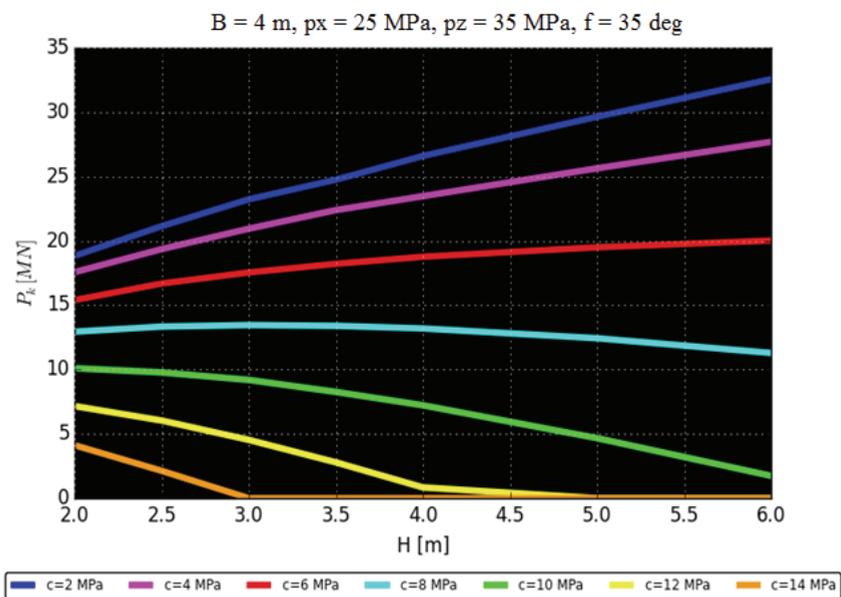
- kąt $\alpha_1=60^\circ$
- kąt $\alpha_2=79^\circ$
- nierównoważona siła pionowa $P_k= 11 \text{ MN/m}$
- ciężar odspojonego bloku skalnego.



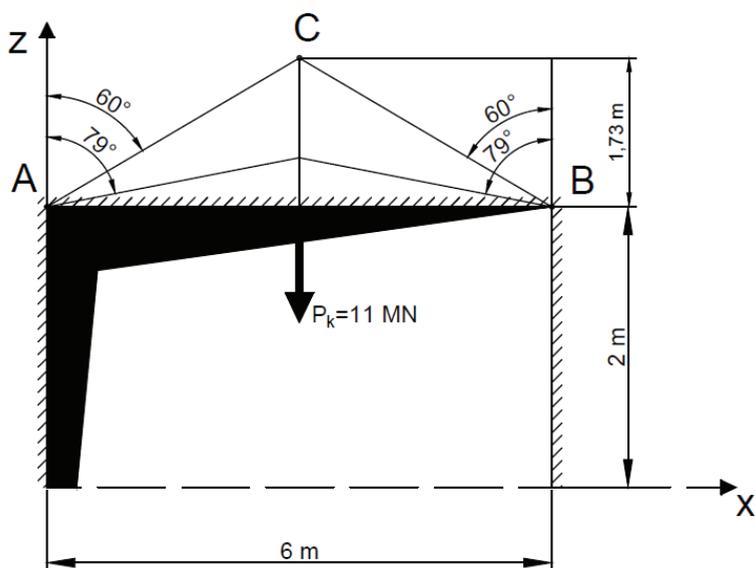
Rys. 4. Wartości kąta α_1 obliczone dla szczególnego przypadku geometrii wyrobiska, jego obciążenia oraz wytrzymałości skał otaczających (Fabiańczyk, 2017)



Rys. 5. Wartości kąta α_2 obliczone dla szczególnego przypadku geometrii wyrobiska, jego obciążenia oraz wytrzymałości skał otaczających (Fabiańczyk, 2017)



Rys. 6. Wartość niezrównoważonej siły P_k , obliczonej dla szczególnego przypadku geometrii wyrobiska, jego obciążenia oraz wytrzymałości skał otaczających (Fabiańczyk, 2017)



Rys. 7. Schemat wyrzutu klina skalnego ze stropu wyrobiska

5. Ocena możliwości wzmocnienia stropu kotwową obudową

5.1. Wymagana obudowa sztywna dla warunków geologiczno-górnicznych w rozpatrywanym wyrobisku podziemnym

Do oceny koniecznej ilości kotew sztywnych (rozprężnych/wklejanych) zabudowanych w stropie rozpatrywanego wyrobiska wykorzystano następujące dane liczbowe:

- siła nie zrównoważona wyrzucająca blok skalny, $P_k = 11 \text{ MN/m}$
- ciężar odspojonego bloku: $W = 0,13 \text{ MN/m}$
- nośność kotwy: $R_k = 100 \text{ kN}$
- wytrzymałość stali na rozciąganie $R_m = 360 \text{ MPa}$
- długość kotew $l = 2,5 \text{ m}$.

Na podstawie zależności:

$$n = \frac{P_k}{R_k} = \frac{11}{0,1} = 111 \text{ szt/m} \quad (6)$$

stwierdzono, że na 1 m długości wyrobiska potrzeba 111 szt. kotew sztywnych. Rozwiązanie takie nie ma oczywiście uzasadnienia ekonomicznego.

5.2. Wymagana obudowa podatna dla warunków geologiczno-górnicznych w rozpatrywanym wyrobisku podziemnym

W głębokich kopalniach, gdzie możemy mieć do czynienia z dużymi siłami nieskompensowanymi, uzasadnione jest stosowanie obudowy podatnej, która m.in. przez mobilizację sił tarcia na kontakcie kotwy i ścianki otworu wiertniczego kontroluje efektywnie proces wyrzutu skał. Praca wykonana przy przemieszczaniu się kotwy prowadzi do rozpraszania energii kinetycznej wyrzutu bryły skalnej, a więc do złagodzenia przebiegu tego zjawiska a nawet jego wygaszenia (Fabiańczyk, 2017). Podczas odspajania nieskotwionego bloku skalnego działa na niego przyspieszenie zanikające w czasie, zaś prędkość takiego bloku wzrasta i dąży asymptotycznie do pewnej wartości stałej.

Energia wyrzutu skał uzależniona jest przede wszystkim od następujących parametrów:

- wartości nie zrównoważonej siły wyrzutu P_k
- masy odspojonego bloku skalnego m_s

- czasu trwania procesu odspojenia bloku skalnego od masywu skały macierzystej t_0 (Fabiańczyk, 2017).

Przy ocenie zagrożenia wyrzutem skał wzmocnionych obudową podatną ważny jest bilans przemian energetycznych, jakie zachodzą podczas przemieszczania się bloku skalnego włączając w to hamowanie generowane przez siły tarcia (Fabiańczyk, 2017). Bilans ten można wyrazić wzorem:

$$E_k(t) = \bar{E}_k(t) - \sum_l^n [T_i \cdot \cos \delta_i (l_i - \int_0^t v(t) dt)] = \bar{E}_k(t) - W_p(t) \quad (7)$$

gdzie:

T_i – jednostkowa siła tarcia na kotwie, MN/m; n – liczba kotew [-], s – droga, na której siły tarcia wykonują pracę W_p , m; W_p – praca absorbująca energię kinetyczną, J; $\bar{E}_k(t)$ – energia kinetyczna swobodnego ruchu bryły, J.

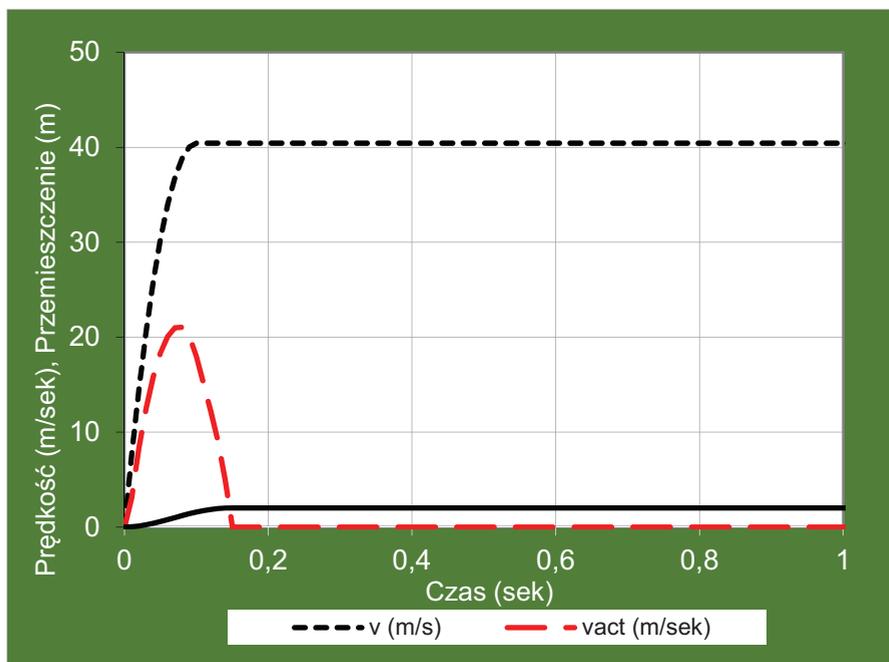
Jako obudowę podatną stropu bezpośredniego wybrano kotwy cierne typu Split Set, o nośności 100 kN i długości 2,5 m. Dla poniższych danych obliczono zachowanie się obudowy kotwowej podczas wyrzutu bryły skalnej ze stropu wyrobiska (rys. 8).

Dane:

- siła nie zrównoważona wyrzucająca blok skalny, $P_k=11$ MN
- jednostkowe opory tarcia kotwy o ściankę otworu wiertniczego, $T_i= 0,14$ MN/m (Fabiańczyk, 2016)
- długość kotew w górotworze nienaruszonym, $l = 2,5$ m
- parametr zanikania przyspieszenia ruchu odspojonego bloku, $t_0 = 0,1$ sek
- masa wyrzuconego bloku skalnego, $m_s = 0,0136$ MNs²/m.

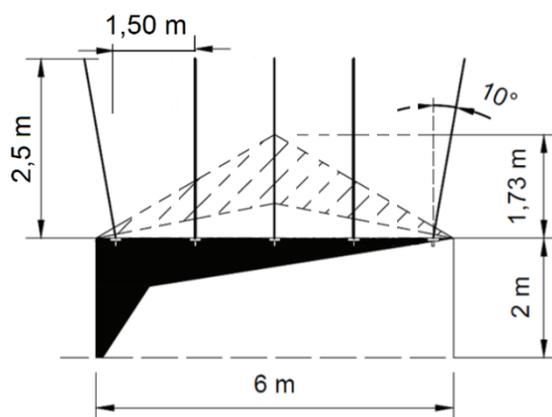
Wykonując szereg iteracji obliczeniowych, na podstawie zależności (7) otrzymano rozwiązanie problemu. W rozpatrywanym zadaniu potrzebna ilość kotew podatnych wynosi: $n = 5$ szt./m wyrobiska.

Prędkość i przemieszczenie klina skalnego w czasie zostało wyliczone zgodnie ze wzorem (7) i przedstawione na powyższym wykresie. Zastosowana obudowa kotwowa pozwala całkowicie wygasić wyrzut bryły skalnej po 0,15 sek, o czym świadczy redukcja prędkości wyrzutu z 21,05 m/sek do 0 m/sek. Do momentu zatrzymania klin skalny przemieści się do wyrobiska w dół na 2,00 m.



v – prędkość przemieszczania się odspojonego bloku bez kotew, m/s; v_{act} – prędkość rzeczywista odspojonego bloku z uwzględnieniem 5 kotew na metr wyrobiska, S_{act} – rzeczywista droga (przemieszczenie pionowe), m.

Rys. 8. Prędkość odspojonego bloku bez obudowy, z obudową oraz przemieszczenie bloku w funkcji czasu



Rys. 9. Zabezpieczenie stropu wyrobiska obudową kotwową podatną typu Split-set

6. Podsumowanie

Eksploracja w kopalniach rud miedzi Legnicko Głogowskiego Okręgu Miedziowego prowadzona jest w trudnych warunkach geologiczno-górnictwowych. Dodatkowo roboty górnicze wykonywane są na coraz większych głębokościach, co sprzyja powstawaniu zagrożeń typu dynamicznego. Skutki tych zagrożeń, np. wyrzutami brył skalnych ze stropu do wyrobiska można zniwelować za pomocą odpowiednio dobranej podatnej obudowy kotwowej. W przypadku zagrożeń dynamicznych zaleca się stosowanie takich kotew, które absorbują energię odspojonego klina skalnego, zmniejszając jego prędkość i przemieszczenie. Obecnie na rynku wprowadzono wiele typów kotew podatnych, m.in. kotwy Split-set i Swellex.

Aby dobrać właściwą obudowę, która złagodziłaby siłę wyrzutu skał ze stropu bezpośredniego a nawet całkowicie go wygasiała, należało uzyskać informacje o wymiarach bryły skalnej i sile jej wyrzutu. Istotna jest znajomość rodzaju skał budujących strop bezpośredni wyrobiska, a także ich wytrzymałość na ściskanie R_c in-situ. Strop analizowanego wyrobiska korytarzowe składa się z bardzo wytrzymałych skał dolomitu wapnistego i smugowanego charakteryzujących się strukturą blokową. Znając parametr R_c i rodzaj skał stropowych wyrobiska wyznaczono pozostałe ważne parametry skał, tj. kohezja i kąt tarcia wewnętrznego za pomocą klasyfikacji Hoek'a (GSI). Ważne jest pracowanie na wartościach zmierzonych in-situ, ponieważ wielkości laboratoryjne znacznie zawyżają wyniki, co związane jest z opisanym przez Hoek'a efektem skali. Mając wszystkie parametry, tj. wymiary wyrobiska, spójność ($c = 8$ MPa), kąt tarcia wewnętrznego ($\varphi = 34^\circ$) oraz wartości ciśnienia poziomego i pionowego, na podstawie odpowiednich wykresów wykorzystujących metodę równowagi granicznej, uzyskano wielkości kątów klina skalnego oraz niezerównoważoną siłę wyrzutu. Dzięki otrzymanym wynikom wykazano, że dobranie podatnej obudowy kotwowej typu Split-set w rozmieszczeniu 5 szt./metr wyrobiska spowoduje wygaszenie wyrzutu siłą o wartości 11 MN. Zastosowane kotwy zatrzymają wybooczony blok skalny na długości 2,00 m od pierwotnego położenia klina. Tego rodzaju efektu nie można uzyskać w większości warunków geologiczno-górnictwowych wykorzystując obudowę sztywną. Uzasadnione jest zatem stosowanie przedstawionej metody, gdyż warunkach wysokich ciśnień poziomych i dobrej jakości skał stropowych dowiedziono, że możliwe jest ograniczenie wyrzutu bryły skalnej do wyrobiska.

Opisana metoda pozwoliła ocenić zagrożenia w głębokiej kopalni w wyrobisku korytarzowym, gdzie na strop działają wysokie ciśnienia poziome i pionowe. Zagadnienie to jest istotne w analizowaniu powstawania niebezpiecznych zdarzeń podczas planowanych robót górniczych na większych głębokościach. Dzięki przedstawionej metodzie możliwe jest sprawdzenie efektywności zastosowanej odpowiedniej obudowy kotwowej.

Literatura

- Butra J., Dębowski R., Pytel W., 1998. Room-and-pillar mine workings subjected to high level horizontal stress, Proc. of the 7th Int. Symp. on Mine Planning and Equipment Selection, Calgary, A.A. Balkema, s. 231-236.
- Fabiańczyk E., 2017. Mechanizm pracy kotew podatnych poddanych obciążeniom dynamicznym. Praca niepublikowana, Politechnika Wrocławska, Wrocław.
- Katulski A., Bugajski W., Bryja Z., Fabjanczyk M., 1997. Pomiar przed eksploatacyjnego pola naprężeń w KGHM Polska Miedź, O/ZG Rudna. Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej '97, s. 67-75.
- Mark C., 1991. Horizontal stress and its effects on longwall ground control. Mining Eng, Nov 1991, str. 1356-1360.
- Mark C., 2016. Coal burst in the deep longwall mines of the United States, International Journal of Coal Science & Technology, Tom 3, nr 1 [dostęp 14.06.2017].
- Maugis D., 1992. Stresses and displacement around cracks and elliptical cavities: exact solutions, Engineering Fracture Mechanics. V. 43, No. 2, pp 217-255.
- Marinos P, Hoek E., 2000. GSI: A geologically friendly tool for rock mass strength estimation. <http://www.rockscience.com/hoek/references/>
- Pytel W., 2012. Geomechaniczne problemy doboru obudowy kotwowej dla wyrobisk górniczych, KGHM CUPRUM sp. z o.o.- Centrum Badawczo-Rozwojowe, Wrocław.

Podziękowanie

Praca powstała w oparciu o pracę magisterską zrealizowaną przez współautora (A. Bielińską) na Wydziale Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej w latach 2016 – 2017.

ZABEZPIECZENIE WYROBISK GÓRNICZYCH OBUDOWĄ DODATKOWĄ W PRZYPADKACH NIEKORZYSTNYCH WARUNKÓW GEOLOGICZNO- GÓRNICZYCH NA PRZYKŁADZIE WYBRANEGO ODDZIAŁU KOPALNI RUD MIEDZI

Roman Gac*, Bogumiła Pałac-Walko*

* Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, Wybrzeże Wyspiańskiego 27,
50-370 Wrocław

Abstrakt

Jedną z technologicznych zasad przeciwdziałania zagrożeniom jest stosowanie zabezpieczenia w formie obudowy dodatkowej. Umożliwia ona zapewnienie stateczności wyrobisk korytarzowych i eksploatacyjnych w niekorzystnych warunkach geologiczno-górnictwa. Obudowa dodatkowa uzupełnia podstawową obudowę kotwową, w momencie widocznych objawów jej przeciążenia lub, gdy zaobserwowano pogarszanie się warunków stropowych. W pracy przedstawiono charakterystykę i profilaktykę zagrożeń naturalnych występujących w wybranym oddziale jednej z polskich kopalń rud miedzi; opisano warunki geologiczno-górnictwa oraz stosowaną w nim obudowę dodatkową.

Słowa kluczowe: stateczność wyrobisk, obudowa podstawowa i dodatkowa, warunki geologiczno-górnictwa

1. Wprowadzenie

KGHM Polska Miedź S.A. jest jednym z największych polskich przedsiębiorstw o wysokiej pozycji na rynku krajowym i międzynarodowym. Firma zajmuje się wydobywaniem i przetwarzaniem cennych surowców naturalnych (głównie miedzi i srebra). Do zastosowania i ulepszenia eksploatacji komorowo-filarowej przyczyniła się budowa geologiczna wydobywanego złoża rud miedzi, warunki jego zalegania oraz skłonność do pojawiania się zjawisk dynamicznych. Wpływ na rozwój wykorzystywanego systemu komorowo-filarowego miały warunki geologiczno-górnictwa oraz występowanie zagrożeń naturalnych (Butra, 2010). Warunki te wpływają na utrzymanie stateczności wyrobisk, a wśród nich możemy dodatkowo wyróżnić: budowę geologiczną, własności skał, tektonikę masywu, głębokość prowadzenia robót, parametry wyrobiska (geometria), stosowana obudowa, czas istnienia wyrobisk itp. (Chudek i Duży, 2005). Do zagrożeń naturalnych, które mogą być niebezpieczne dla

Corresponding authors: bogumila.palac-walko@pwr.edu.pl (B. Pałac-Walko)

doi: 10.5277/wpagg20170102

przebywających pod ziemią górników, zalicza się m.in. wstrząsy górotworu, tąpnięcia oraz zawały. Pierwsze wstrząsy górotworu w kopalniach LGOM pojawiły się już w początkowym okresie eksploatacji. W miarę z postępowaniem głębokości i powiększaniem się powierzchni zrobów wzrasta zagrożenie związane ze wstrząsami i tąpnięciami. Zawały niszczą strukturę górotworu, który otacza wyrobiska. Do głównych przyczyn ich powstawania zalicza się niekorzystne warunki stropowe, ale również niewłaściwie dopasowanie parametrów robót górniczych do panujących warunków naturalnych. Równoległe ze wzrostem zagrożeń wzrasta znaczenie i zasięg stosowania profilaktyki. Dotychczas stosowane działania profilaktyczne, w tym technologiczne, aktywne i organizacyjne dość skutecznie umożliwiają ograniczenie istniejących zagrożeń naturalnych (Butra, 2010).

2. Lokalne warunki geologiczne złoża Lubin-Małomice

W Zakładach Górniczych „Lubin” eksploatowane jest złożo Lubin-Małomice. Na 70 km² obszaru koncesyjnego Lubin-Małomice stwierdzono okruszcowanie miedzią, której strefa zalega na głębokości 638 – 1006 m poniżej poziomu morza. Standardowy profil złożowy zbudowany jest z (od dołu) (Bartlett i inni, 2013):

- drobnoziarnistych piaskowców białego spągowca (miąższość 8 – 10 m) z lepszczem wapiennym, które ku dołowi przechodzi w lepszcze ilaste
- dolomitu granicznego, którym jest szary dolomit mikrytowy (miąższość 5 cm)
- łupka miedzionośnego (miąższość 30 – 50 cm), z wyróżnieniem łupka bitumicznego w dolnej części oraz łupka dolomitycznego w części górnej
- dolomitu ilastego
- dolomitu smugowanego
- dolomitu wapnistego.

Południowo-zachodni obszar górniczy Lubina i Małomic charakteryzuje się sporym zaangażowaniem tektonicznym skał złożowych. Ta część złoża zalega dość płytko pod luźnymi kenozoicznymi osadami i jest poprzecinana siatką uskoków o dużych zrzutach (od 10 do 100 m). Przemieszczenie na uskockach wpłynęło na lokalne zwiększenie upadu warstw, który waha się od 10 do 15°, a momentami sięga nawet 40°. Lokalnie również spotykana jest zmiana kierunku nachylenia płaszczyzny uskoku. Wynikiem działania tych dyslokacji jest podzielenie serii skalnych (permsko-mezozoicznych) na bloki o zmiennej wielkości i kształcie, które są przemieszczone w pionie i w poziomie. Bloki te tworzą zręby, rowy, a także systemy schodowe. W północnej części obszaru górniczego występuje stosunkowo niewiele uskoków, a jego nachylenie jest pod stałym kątem 2 – 6° w kierunku NE (Bartlett i inni, 2013).

2.1. Warunki geologiczno-górniczne O/ZG Lubin – rejon wschód

W granicach jednego z pól (pole A/B) należącego do oddziału G-XY złoża bilansowe przyjmuje miąższość w rozpiętości od 0,4 do 4,0 m. Złoże zbudowane jest z łupków dolomityczno-ilastych o miąższości 0,4 – 0,6 m, o średniej zawartości miedzi równej 2,08% i srebra 129 g/t oraz z piaskowców szarych, których miąższość waha się od 0,2 do 3,2 m. Zawartość Cu w piaskowcach wynosi 0,78%, a zawartość Ag 36 g/t. Dla całego pola eksploatacyjnego średnia miąższość plasuje się na poziomie 2,2 m przy średniej zawartości miedzi 0,90% oraz srebra 54 g/t. W skład skał stropowych zalegających nad łupkiem miedzionośnym wchodzi dolomity (ilaste, czarne i ciemnoszare), wapienie bezpostaciowe, dolomity twarde szare, anhydryty, iłowce, utwory pstrego piaskowca, utwory trzeciorzędowe (mułowce, piaskowce, ility zapiaszczone, piaski różnoziarniste, żwiry, mułki z warstwami węgla brunatnego) oraz utwory czwartorzędowe (piaski drobnoziarniste z otoczakami i okruchami skał magmowych/ metamorficznych, ility szare plastyczne, gliny, muły oraz gleby).

Dolomity zalegające nad łupkiem charakteryzują się masywnością i zwięzłością oraz budową skrytokrystaliczną, bezpostaciową. Ich podzielność jest słabo zaznaczona, a średnia miąższość wynosi 2,6 m. Nadległe wapienie bezpostaciowe posiadają ciemno-szarą barwę, są twarde i zwięzłe z występującymi smugami ilastymi i dodatkowo szwami stylolitowymi. W skale tej można zaobserwować nieregularne wystąpienia gipsu (pod postacią 1-centymetrowych soczewek). Miąższość wapieni sięga 29,0 m. Nad nimi pojawiają się ponownie dolomity twarde o szarym zabarwieniu z beżowym odcieniem. Są to skały zwięzłe, skrytokrystaliczne, posiadające szwy stylolitowe. Obecne są także pojedyncze wkładki ilaste wraz z drobnymi kawernami o wypełnieniu kalcytowym oraz przejawiają się nieregularne skupienia gipsu (soczewki do 1 cm). Średnia miąższość tych dolomitów dochodzi do 19,0 m. Powyżej dolomitów leżą anhydryty drobnoziarniste o ciemnym i jasnym zabarwieniu, których budowa jest zbita, a struktura bezpostaciowa. Miejscami są zailone, gdzie lokalnie występują wkładki iłowców szarych. Miąższość warstwy anhydrytów jest równa 128,0 m. Miąższość wyżej występujących iłowców brunatnych i ciemnoczerwonych dochodzi do 25,0 m. Utwory pstrego piaskowca osiągają miąższość 209,0 m, utwory trzeciorzędowe 232,0 m, a utwory czwartorzędowe około 50,0 m.

Pod łupkami ilastymi zalega ok. 12-metrowa warstwa piaskowców (szarych, kwarcowych, jasnoszarych) drobnoziarnistych o spoiwie ilastym, z czego część o miąższości ok. 0,6 – 0,8 m poniżej łupków posiada spoiwo węglanowo-ilaste. Pod szarym piaskowcem pojawia się seria czerwonych piaskowców czerwonego spągowca, których miąższość osiąga 300 m. Piaskowce te są drobnoziarniste o spoiwie ilastym lub żelazistym. Charakteryzują się sporą kruchością i słabą zwięzłością.

W polu występuje sieć spękań stropowych o dużej intensywności. Spękania te występują w linii pionowej lub zbliżonej do pionu w trzech kierunkach. Najsilniej uwidoczniiony kierunek spękań to 290° (110°), następny - 250° (70°), a trzeci najmniej widoczny, w azymucie 350° (170°). Płaszczyzny spękań w większości pokryte są

materiałem kalcytowym, bądź ilastym, najrzadziej gipsem. Warstwy złożowe rozciągają się z północnego-zachodu na południowy-wschód, a ich upad wynosi od 4 do 6°.

Skały złożowe zostały zakwalifikowane do II stopnia zagrożenia tąpnięciami. Współczynnik tektonicznego zaangażowania stropu (M) mieści się w przedziale 0,69 – 0,72, przy średniej grubości warstw stropowych (s) równej 0,23 – 0,34. Wskaźnik stateczności stropu (Lt) waha się w przedziale 24,3 – 33,6. Największą wytrzymałością na ściskanie charakteryzują się skały stropowe (143,2 – 143,3 MPa), następnie skały złożowe (56,7 – 59,4 MPa), a najmniejszą skały spągowe (33,2 – 40,2 MPa). Klasę stropu pod kątem zagrożenia tąpnięciami oceniono na III/II, natomiast klasę spągu na II/II.

Pole A/B obejmuje część złoża, która posiada w nadkładzie wystarczającą izolację przed wyżej występującymi poziomami wodonośnymi. W pełni wykształcona seria węglanowa uniemożliwia infiltrację wód trzeciorzędowych. Wodonośną warstwę wapienia podstawowego (W-1) od wyrobisk górniczych oddzielają skały węglanowe, charakteryzujące się niską przepuszczalnością oraz małymi właściwościami kolektorskimi i filtracyjnymi. Warstwa wodonośna przy takim układzie ma małą zasobność wodną i niskie parametry przewodności hydraulicznej, dlatego wycieki wody ze spękań oraz otworów kotwowych są raczej niewielkie i wahają się od kilku do kilkunastu l/min (Projekt eksploatacji pola, 2009).

2.2. Sposoby przygotowania, udostępniania i wybierania pola

Pole A/B znajduje się we wschodnim rejonie kopalni i obejmuje część złoża leżącą na północny-wschód od szybów L-III, L-VII. Do udostępnienia pola wykorzystano wyrobiska poziomu 740 (chodniki W 74 E-3) oraz pochylnie L-160/161/162/163. Prowadzone roboty górnicze przez oddział G-XY są zgodne z zakresem robót przedstawionym w planie ruchu na lata 2014 - 2016.

Złoże w polu A/B wybierane jest systemem komorowo-filarowym z ugięciem stropu (J-UG). W systemie tym dla opisywanego pola ustalono maksymalną wysokość komór i pasów równą 3,3 m, a średnia ważona furta eksploatacyjna (ze względu na ochronę powierzchni) wynosi 3,0 m.

W systemie J-UG złoże rozcinane jest komorami i pasami z jednoczesnym wydzieleniem filarów technologicznych. Podstawowa geometria filarów to 6÷10 m×10÷20 m, których dłuższa krawędź jest usytuowana prostopadle do linii frontu. Zadaniem filarów jest zabezpieczenie stropów znajdujących się nad przestrzenią roboczą. Szczegółowy dobór wymiarów filarów technologicznych jest prowadzony indywidualnie w odniesieniu do panujących warunków geologiczno-górnictwa w polu. Dodatkowo wymiary filarów muszą zapewniać ich pracę po przejściu do fazy wytrzymałości pozniszczeniowej. Dopuszczalna jest lokalna zmiana kierunku rozcinania złoża. Jeżeli występują szczególne warunki geologiczno-górnictwa np.:

zaburzenia tektoniczne, czy eksploatacja wzdłuż zrobów itp., możliwe jest sterowanie wymiarami filarów technologicznych, jednak jakakolwiek zmiana powinna być przedstawiona w projekcie technicznym.

Wyrobiska w fazie rozcinki mają szerokość około 7,0 m, przy czym dopuszczalne jest zmniejszenie ich szerokości w tej fazie robót. Maksymalna wysokość wyrobisk pola A/B może wynosić 3,3 m w fazie rozcinki. Wielkość ta jest uzależniona od miąższości wybieranego złoża oraz wymogów ruchowych wykorzystywanych maszyn samojezdnych.

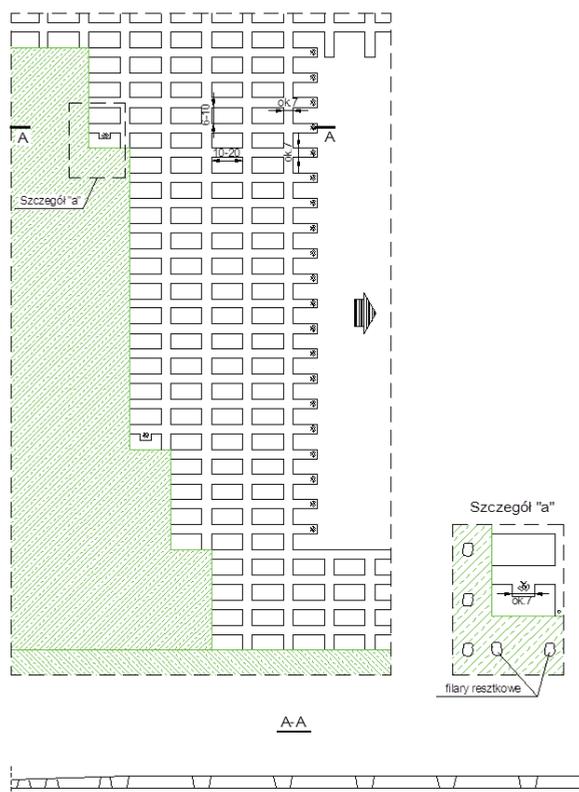
Jako minimalną wielkość otwarcia frontu eksploatacyjnego przyjęto sumę szerokości trzech pasów oraz długości trzech rzędów filarów wraz z wcinką komorami w caliznę. Pozostałe parametry, jak maksymalne otwarcie frontu eksploatacyjnego, czy odmienną orientację umiejscowienia filarów technologicznych określa Kierownik Ruchu Zakładu Górniczego, opierając się na zachowaniu górotworu i opinii Kopalnianego Zespołu ds. Zwalczania Tapań i Zawałów (Katalog systemów eksploatacji KGHM, 2007).

Podczas postępu frontu eksploatacyjnego filary znajdujące się w ostatnim rzędzie przed zrobami, w uzależnieniu od wielkości ich dezintegracji, można przybrać lub rozciąć na mniejsze (np. wcinką/wcinkami o szerokości ok. 7,0 m). Następnie filary te podbiera się do wymiarów resztkowych w parcelach elementarnych. Tak powstałe filary resztkowe pozostają w zrobach, gdzie ich rolą jest podpieranie uginającego się stropu, w celu złagodzenia jego krzywizny.

Tab. 1. Parametry systemu J- UG dla pola A/B (na podstawie ustaleń do „Szczegółowego projektu eksploatacji złoża w polu A/B oddział G-XY, 2014)

Parametr	Wielkość parametru
Wymiary filarów technologicznych	- długość-15,0 m - szerokość-7,0 m
Powierzchnia filarów resztkowych	- około 2×12 m ² (przy rozcinaniu filarów wcinką), - około 24 m ² (przy przybieraniu filara na całej długości)
Szerokość komór i pasów pod stropem	- około 6,0 m (w momencie wycięcia), - max. 9,0 m (w wyrobiskach poddanych procesowi działania ciśnienia eksploatacyjnego oraz samourabianiu)
Otwarcie stropu	- od 3 do 5 pasów + długość wcinki komorami w caliznę
Krok likwidacji	max. wielkość filara + szerokość wyrobiska
Maksymalna wysokość furty	max. 3,3 m
Średnia ważona furta eksploatacyjna w polu A/B	max. 3,0 m
Wysokość wyrobisk lokalnie może przekroczyć podaną wartość max. 3,3 m w miejscach:	- występowania uskoków, - konieczności przebudowy stropu, - wykonywania punktów przesypowych na przenośniki taśmowe,

	<ul style="list-style-type: none"> - załadunku wozów odstawczych ładowarkami łyżkowymi, - wykonania rzepi, - zabudowy urządzeń górniczych wymagających wysokich wyłomów, itp.
--	--



Rys. 1. Schemat eksploatacji systemem komorowo-filarowym z ugięciem stropu (J-UG) (Katalog systemów eksploatacji KGHM, 2007)

Ich podporność powinna zabezpieczać stateczność skał stropowych w rejonie likwidowanej parceli. Jeżeli warunki stropowe są sprzyjające, możliwe jest zmniejszenie geometrii filarów reszkowych (nawet do całkowitej ich likwidacji). Jednak w przypadku, gdy w usuwanej parceli elementarnej zaobserwowane zostaną oznaki utraty stateczności wyrobiska (zwiększające się spękania, rozwarstwienia stropu, podbieranie filarów), zmniejszanie ich wymiarów powinno zostać mocno ograniczone lub zaprzestane. Urabianie sąsiedniego filara technologicznego jest możliwe dopiero po zakończeniu urabiania filara poprzedniego oraz po odgródeniu przestrzeni roboczej od zrobów. W szczególnych przypadkach możliwa jest jednoczesna likwidacja większej liczby sąsiadujących parcel elementarnych (stanowiących parcelę likwidacyjną) bazując na zasadach zaopiniowanych przez

Kopalniany Zespół ds. Zwalczania Tępań i Zawałów oraz zatwierdzonych przez Kierownika Ruchu Zakładu Górniczego. Dodatkowo istnieje możliwość prowadzenia w polu eksploatacyjnym robót likwidacyjnych w ponad jednej parceli likwidacyjnej, jeżeli roboty te nie wpłyną na bezpieczeństwo prowadzonych tam prac oraz nie wpłyną na wydłużenie czasu likwidacji.

Roboty w parceli likwidacyjnej, np. przybieranie filarów technologicznych, ewentualne spągowanie i wygradzanie zrobów, należy prowadzić w sposób ciągły od momentu rozpoczęcia do momentu ich zakończenia. Powstała pustka poeksploatacyjna poddaje się samoczynnej likwidacji w wyniku ugięcia stropu na filarach resztkowych. Krok likwidacji obejmuje jeden z wymiarów parceli likwidacyjnej (długość/szerokość). Jest to zależne od kierunku prowadzenia robót likwidacyjnych (Katalog systemów eksploatacji KGHM, 2007). Charakterystykę parametrów systemu komorowo-filarowego z ugięciem stropu dla pola A/B pokazuje tabela 1, a schemat systemu J-UG ukazuje rysunek 1.

3. Stosowana obudowa podstawowa wyrobisk

Podstawową obudową stosowaną do zabezpieczania wyrobisk korytarzowych i eksploatacyjnych jest obudowa kotwowa. Na podstawie panujących warunków geologiczno-górnicych dobrano kotwy o długości 1,8 m. Stosowane są kotwy ekspansywne. W przypadku wyrobisk korytarzowych siatka kotwienia stropu wynosi 1,5 m×1,5 m. Ociosy wyrobisk korytarzowych są zabezpieczane w momencie, gdy wysokość wyrobiska przekracza 3,5 m lub gdy zaistnieje sytuacja, w której niemożliwe jest ich odchylenie na zewnątrz o kąt minimum 10°. W takich wypadkach siatka kotwienia ociosów wynosi 1,5 m×1,5 m, a dolny rząd kotew usytuowany jest na wysokości około 1,8 m od spąg.

Strop wyrobisk eksploatacyjnych zabezpieczany jest kotwami ekspansywnymi o długości 1,8 m w siatce 1,5 m×1,5 m. Ociosy zabezpiecza się przez utrzymanie ich odchylenia o kąt minimum 10°, podsypanie urobkiem, zabudowanie sygnalizatorów lub kotwienie (kotwami ekspansywnymi o długości 1,8 m) w siatce 1,5 m×1,5 m (Ustalenia do..., 2014).

3.1. Zagrożenie tępaniami, zawałami i zagrożenie wodne

Jak wspomniano w charakterystyce skał złożowych wspomniane pole zostało zaliczone do II stopnia zagrożenia tępaniami. Główne czynniki charakteryzujące zagrożenie tępaniami i zawałami to: własności geomechaniczne skał stropu, furty i spągu, dotychczasowe tępania w rejonie oddziału oraz prognoza przyszłej aktywności sejsmicznej.

Własności geomechaniczne skał stropowych określono do wysokości 25 m powyżej złoza. Oznaczono wytrzymałość na ściskanie (R_c), energetyczny wskaźnik skłonności do tąpnięć (W_{et}), współczynnik tektonicznego zaangażowania stropu (M), średnią miąższość ławic w stropie (s), wskaźnik stateczności stropu (L_r). Wskaźnik W_{et} zawiera się w przedziale 5,63 – 5,66, co kwalifikuje skały stropowe do III grupy skłonnych do tąpnięć. Wskaźnik ten dla skał furty i spągu jest znacznie niższy przyjmując odpowiednio wartości w zakresie 2,01 – 2,24 oraz 1,42 – 1,76. Skały spągowe i furty eksploatacyjnej zaliczono odpowiednio do I grupy skał o niskiej skłonności do tąpnięć i II grupy skał o skłonności średniej.

W toku dotychczasowej eksploatacji analizowanego pola nie wystąpiło żadne tąpnięcie. Odnotowano natomiast kilka wstrząsów o energii rzędu 10^6 J. Prognozowany jest niski poziom faktycznego zagrożenia tąpnięciami, gdzie maksymalna energia pojedynczego wstrząsu może osiągnąć rząd 10^7 J (Projekt techniczny eksploatacji, 2009). Wydzielona została ruchoma strefa szczególnego zagrożenia tąpnięciami, która obejmuje przodki komór od calizny do pierwszego rozciętego pasa włącznie. Ilość osób, które mogą przebywać w tej strefie została ograniczona do 15 (Ustalenia do..., 2014).

W omawianym polu stosowane są aktywne środki zwalczania zagrożenia tąpnięciami, do których można zaliczyć (Ustalenia do..., 2014):

- grupowe strzelanie przodków obejmujące minimum 6 przodków komór, czy też przodków rozcinających caliznę oraz filary wielkogabarytowe – przodki muszą sąsiadować ze sobą
- dodatkowo wykonywanie robót strzałowych (poza grupowym strzelaniem przodków) w przypadku, gdy łączna ilość użytego materiału wybuchowego nie przekroczy 50 kg
- możliwość wykonywania robót strzałowych podczas likwidacji.

Zagrożenie zawałowe jest uzależnione od możliwości pojawienia się zaburzeń geologicznych i obniżenia parametrów mechanicznych skał stropowych. Efektem tego może być rozwarstwianie się i pękanie skał stropu bezpośredniego (Projekt techniczny eksploatacji, 2009). Do działań zapobiegających zagrożeniu zawałowemu i opadaniu brył z ociosów należą (Ustalenia do..., 2014):

- utrzymywanie odpowiedniego odchylenia ociosów wyrobisk (wykorzystując maszyny do obrywki) niezależnie od miąższości złoza i sposobu prowadzenia eksploatacji
- kontrolowanie prawidłowego wykonania oraz pracy obudowy wyrobisk górniczych przez badanie momentu dokręcenia i nośności (w sytuacjach szczególnych) obudowy kotwowej
- obserwowanie zachowania się obudowy w wyniku przejmowanych obciążeń (deformacja blach - podkładek kotwowych, pękanie i łamanie sygnalizatorów drewnianych)

- obserwowanie powstawania, wraz z rozwojem spękań skał stropowych, będących sygnałem rozwarstwienia skał stropowych i wzrostem możliwości ich opadnięcia do wyrobiska
- stosowanie obudowy dodatkowej w celu lepszego zabezpieczenia wyrobisk
- stosowanie sygnalizatorów rozwarstwień stropu na każdym skrzyżowaniu, na drogach ucieczkowych, na wszystkich skrzyżowaniach komór z pasami.

Roboty górnicze w analizowanym polu prowadzone są w I stopniu zagrożenia wodnego. Oznacza to, że podczas wykonywaniu wyrobisk górniczych nie jest obecne zagrożenie ze strony zawodnionych skał, uskoków wodonośnych, zbiorników wodnych oraz zawodnionych stref spękań. W przyszłości nie jest przewidywane zwiększenie się zagrożenia wodnego w tym rejonie, dlatego nie są stosowane żadne ograniczenia w trakcie wykonywania projektowanych robót górniczych (Projekt techniczny eksploatacji, 2009).

3.2. Analiza skuteczności zabezpieczania wyrobisk obudową dodatkową

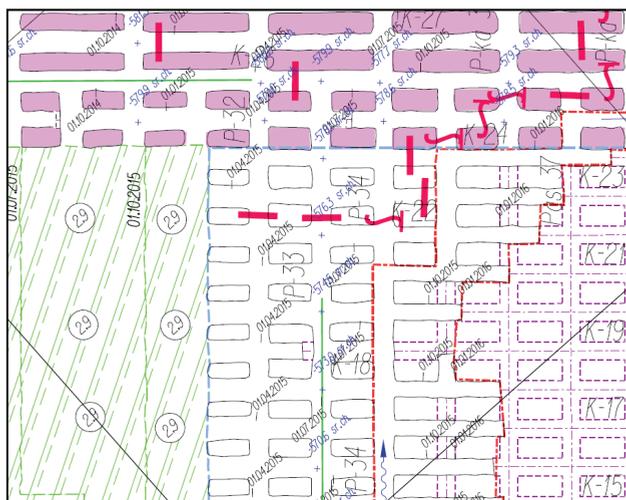
Eksploatację pola A/B rozpoczęto w kwietniu 2009 r. W przeciągu 7 lat nie zmieniano parametrów dobranego systemu eksploatacji. Furta eksploatacyjna w serii złożowej waha się w przedziale od 2,8 do 3,2 m. Wymiary filarów technologicznych również nie ulegały zmianie. Obudową podstawową wyrobisk jest obudowa kotwowa z kotew ekspansywnych o długości 1,8 m. Nie zaistniała potrzeba prowadzenia eksploatacji wzdłuż zrobów. Jedyną pracę prowadzono w okolicy zrobów to wybieranie kostek likwidacyjnych do zadanych wymiarów. W czasie eksploatacji w granicach pola nie miało miejsca tąpnięcie, jednak poprzez wzrost liczby wstrząsów Komisja ds. Tąpań ustanowiła ruchomą strefę szczególnego zagrożenia tąpnięciami, która obejmuje przodki komór od calizny do pierwszego rozciętego pasa włącznie. Strefa ta wprowadza rygor prowadzenia robót, który obejmuje organizację pracy załogi w strefach szczególnego zagrożenia tąpnięciami oraz zasady prowadzenia robót strzałowych. W tym zakresie stosowana jest maksymalizacja ilości strzelanych przodków, strzelania odprężające w spągach lub ociosach, określany jest czas wyczekiwania po robotach strzałowych oraz maksymalna ilość osób (w przypadku tego pola 15), które jednocześnie mogą przebywać w strefie szczególnego zagrożenia tąpnięciami. Pomimo niskiego zagrożenia tąpnięciami, zaobserwowano wzrost ciśnienia górotworu. W celu zapobiegania dalszej akumulacji energii zastosowano jedną z aktywnych metod zwalczania zagrożenia tąpnięciami, czyli grupowe strzelanie przodków, obejmujące minimum 6 przodków komór.

Stosowana obudowa dodatkowa w wyrobiskach ma bezpośredni związek z zagrożeniem zawałowym. W całym polu lokalnie pojawiają się zaburzenia geologiczne. Przykładem tych zaburzeń są uskoki widoczne np. pas 35 pomiędzy komorą 7 a komorą 8 i pas 30 pomiędzy komorą 32 a komorą 34. Zaburzenia te powodują osłabienie parametrów mechanicznych skał stropowych, a co za tym idzie

wzrost zagrożenia ich zawaleniem lub oberwaniem. W miejscu wystąpienia pogorszonych warunków stropowych dana komora lub pas jest opiniowana przez sztygara Oddziału ds. Tapań, który w takim wypadku proponuje kierunek wykonywania wyrobiska. Przykłady fragmentów map z protokołów, które pokazują miejsca wystąpienia pogorszonych warunków stropowych przedstawiono na rysunku 2 i 3.



Rys. 2. Fragment mapy pokazujący pogorszone warunki stropowe w komorze nr 06 z pasa 34



Rys. 3. Fragment mapy pokazujący pogorszone warunki stropowe w komorze nr 19 z pasa 35

Pogarszające się warunki stropowe objawiają się widoczną i pogłębiającą się siecią spękań. Ryzyko zagrożenia zawałowego uwidacznia się przez zwiększenie obciążenia kotew obudowy podstawowej, np. przez deformowanie podkładek lub przeciąganie łbów kotew. Zjawiska te widoczne są przykładowo w komorze 19 pas 35, w chodniku 30 na wysokości pasów od 28 do 30, w chodniku 32 w pasach od 30 do 32.

W przypadku, gdy obejście wyrobiska nie jest możliwe, gdy istnieje realne zagrożenie oberwaniem lub zawałem w wyrobiskach eksploatacyjnych czy korytarzowych, gdy okres istnienia wyrobiska jest długi lub gdy wyrobisko spełnia dodatkowe funkcje, stosowana jest obudowa dodatkowa. Najczęściej stosowaną obudową dodatkową są stopy podporowe, kotwy wklejane o długości 2,6 m, kotwy linowe i podporowe stojaki hydrauliczne. W tabeli 2 przedstawiono miejsca i rodzaj zastosowanej obudowy dodatkowej w omawianym polu w okresie od stycznia do marca 2016 r.

Na podstawie tabeli 2 widać, że obudowa podstawowa została wzmocniona za pomocą kotew wklejanych o długości 2,6 m w miesiącu styczniu w 12 miejscach, w lutym w 9 i w marcu 6 miejscach. Dodatkowo postawiono stopy podporowe w styczniu w 13 miejscach, w lutym w 7, a w marcu w 9 miejscach. W miesiącu marzec, jako obudowę dodatkową wykorzystano również kotwy linowe i kotwy rozprężne. Analizując dane można zauważyć, że zdarzają się przypadki, gdy wyrobisko jest zabezpieczane kilkakrotnie obudową dodatkową. Komora 32 pasa 28 najpierw została zabezpieczona przy pomocy stopy podporowej, a następnie zabudowana kotwami wklejanymi o długości 2,6 m. Podobnie było w przypadku komory 32 pasa 32, gdzie początkowo wyrobisko zabezpieczono obudową z kotew wklejanych, a następnie strop dodatkowo stabilizowano stosem podporowym. Wykonane podwójne zabezpieczenia w tej komorze okazały się niewystarczające, ponieważ za trzecim razem, jako obudowy dodatkowej użyto kotew linowych o długości 5 m w siatce 2,0×2,0 m.

Tab. 2. Opis zastosowanej obudowy dodatkowej w miesiącach styczeń, luty, marzec 2016 r.

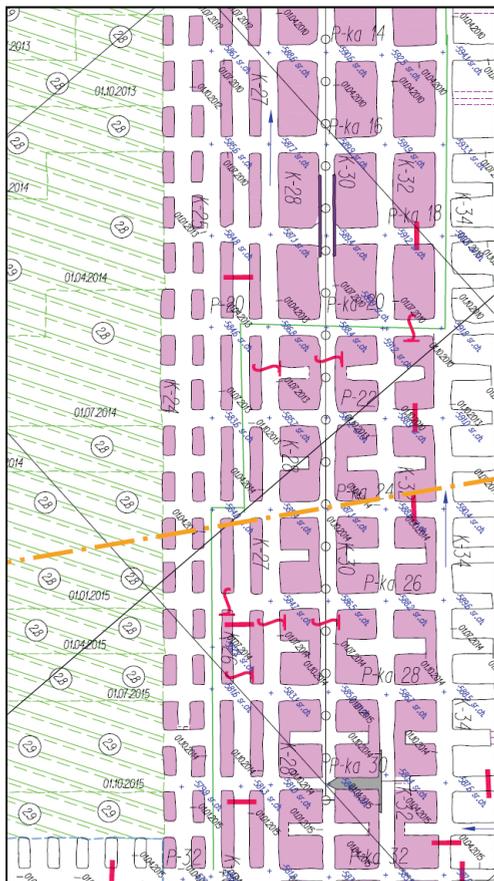
Miejsce zabudowy	Rodzaj i sposób wykonania obudowy	Data
Styczeń		
Pas 38/ Komora 28	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	03.01.2016 r.
Pas 2/ Komora 0	Stos podporowy 2,5×2,5 m	05.01.2016 r.
Pas 20/ Komora 2	Stos podporowy 2,5×2,5 m	11.01.2016 r.
Komora 6/ Pas 31/ Pas 32	Stos podporowy 2,5×2,5 m	11.01.2016 r.
Pas 34/ Komora 30	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	12.01.2016 r.
Komora 32/ Pas 28/ Pas 30	Stos podporowy 2,5×2,5 m	12.01.2016 r.
Pas 29/ Komora 30	Stos podporowy 2,5×2,5 m	13.01.2016 r.

Pas 32/ Komora 02	Stos podporowy 2,5×2,5 m	13.01.2016 r.
Komora 32/ Pas 28	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	14.01.2016 r.
Komora 13/ Pas 32	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	14.01.2016 r.
Pas 14/ komora 27/ komora 30	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	15.01.2016 r.
Pas 14/ komora 28/ komora 30	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	18.01.2016 r.
Pas 16/ komora 0/ komora 02	Stos podporowy 2,5×2,5 m	19.01.2016 r.
Komora 08/ Pas 32/ Pas 31	Stos podporowy 2,5×2,5 m	19.01.2016 r.
Komora 10/ Pas 31	Stos podporowy 2,5×2,5 m	21.01.2016 r.
Komora 27/ Pas 36/ Pas 38	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	22.01.2016 r.
Komora 34/ Pas 12	Stos podporowy 2,5×2,5 m	25.01.2016 r.
Komora 27/ Pas 38	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	26.01.2016 r.
Luty		
Komora 01/Pas 34	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	01.02.2016 r.
Komora 03/ Pas 32	Stos podporowy 2,5×2,5 m	01.02.2016 r.
Pas 32/ Komora 32	Stos podporowy 2,5×2,5 m	03.02.2016 r.
Pas 34/ Komora 05	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	03.02.2016 r.
Pas 34/ Komora 06	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	04.02.2016 r.
Pas 12/ Komora 34	Stos podporowy 2,5×2,5 m	09.02.2016 r.
Pas 30/ Komora 36	Stos podporowy 2,5×2,5 m	10.02.2016 r.
Pas 33/ Komora 02	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	11.02.2016 r.
Komora 17/ Pas 31	Stos podporowy 2,5×2,5 m	12.02.2016 r.
Komora 03/ Pas 34	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	15.02.2016 r.
Komora 09/ Pas 33	Stos podporowy 2,5×2,5 m	22.02.2016 r.
Komora 19/ Pas 34	Stos podporowy 2,5×2,5 m	22.02.2016 r.
Pas 38/ Komora 38	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	23.02.2016 r.
Pas 32/ Komora 32 i 30	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	24.02.2016 r.
Komora 10/ Pas 35	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	29.02.2016 r.

Marzec		
Komora 32/ Pas 32	Stos podporowy 2,5×2,5 m	01.03.2016 r.
Pas 35/ Komora 09/ Komora 10	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	02.03.2016 r.
L167/ Komora 0	Stos podporowy 2,5×2,5 m	06.03.2016 r.
Komora 19/ Pas 34	Stos podporowy 2,5×2,5 m	07.03.2016 r.
Komora 21/ Pas 35	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	09.03.2016 r.
Pas 12/ Komora 27	Stos podporowy 2,5×2,5 m	09.03.2016 r.
Komora 6/ Pas 35	Stos podporowy 2,5×2,5 m	16.03.2016 r.
Wcinka 35/ Komora 30	Stos podporowy 2,5×2,5 m	18.03.2016 r.
Komora 36/ Pas 30	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	18.03.2016 r.
Komora 32/ Pas 32	Kotwy linowe długość 5 m w siatce 2,0×2,0 m	18.03.2016 r.
Komora 27/ Pas 12	Stos podporowy 2,5×2,5 m	21.03.2016 r.
Pas 30/ Komora 32 i 34	Obudowa kotwowa wklejana 2,6 m w siatce 1,5×1,5 m	22.03.2016 r.
Komora 36/ Pas 30	Kotwy rozprężne długość 2,5 m w siatce 1,5×1,5 m	23.03.2016 r.
Komora 13/ Pas 35/ Pas 36	Stos podporowy 2,5×2,5 m	26.03.2016 r.

Przykładem wyrobiska wzmocnianego kilkakrotnie różnymi rodzajami obudowy dodatkowej jest chodnik 30, w którym zabudowano przenośnik taśmowy. Na długości wyrobiska (od przecinki nr 14 do przecinki 32) zastosowano obudowę wklejaną o długości kotew 2,6 m. Pomiędzy przecinkami 16 i 32 dodatkowo zastosowano kotwy linowe o długości 5,0 m. Od przecinki nr 16 do 20 oprócz kotew wklejanych i linowych zastosowano obudowę łukową podatną (ŁP). W przecince 32 na narożach skrzyżowania postawiono 4 stojaki podporowe hydrauliczne. Ilość zastosowanych rodzajów obudowy dodatkowej w tym chodniku, pokazuje jak ciężko jest utrzymać stateczność wyrobiska w niekorzystnych warunkach geologiczno-górnicych. Na rys. 4 przedstawiono fragment mapy z chodnikiem nr 30 i zastosowaną w nim budową dodatkową.

Skuteczność stosowanej obudowy dodatkowej zależy od dynamiki zmian warunków stropowych. Z czasem dobrana obudowa podstawowa i dodatkowa przestaje wystarczać, ponieważ ulegają zmianie warunki geologiczno-górnicych w wyrobisku. W takim wypadku wykorzystanie dodatkowych rozwiązań zabudowy wyrobisk umożliwia utrzymanie ich stateczności, która w naturalnych warunkach byłaby zagrożona. Stosowanie obudowy dodatkowej w wyrobiskach eksploatacyjnych przy pogarszających się warunkach stropowych umożliwia zachowanie bezpiecznych warunków pracy dla załogi oraz zachowanie ciągłości urabiania i produkcji.



Rys. 4. Fragment mapy z komorą nr 30 i zastosowaną w niej budową dodatkową

4. Podsumowanie

Obudowa wyrobiska ma za zadanie utrzymać stateczność wyrobiska w całym czasie jego funkcjonowania. Wiąże się to z utrzymaniem parametrów jego przekroju poprzecznego, a co najważniejsze z zabezpieczeniem ludzi przed obrywającymi się fragmentami skalnymi czy zawałami. Jak pokazano na przykładzie pola A/B obudowa podstawowa nie zawsze jest w stanie zapewnić stateczność wyrobiska. Powodem obniżonej skuteczności podstawowej obudowy kotwowej w tym polu, są pojawiające się zaburzenia geologiczne i obniżające się parametry wytrzymałościowe skał stropowych. Czynniki te zwiększają ryzyko odspajania się skał stropowych i pojawienia się zagrożenia zawałami. Stosowana profilaktyka w formie utrzymywania

odpowiedniego odchylenia ociosów wyrobisk, kontrolowania prawidłowego wykonania, pracy i zachowania się obudowy jest niewystarczająca. W celu zapewnienia stateczności stropu niezbędne są działania doraźne, czyli zastosowanie obudowy dodatkowej. Najczęściej stosowaną obudową dodatkową są stopy podporowe, kotwy wklejane o długości 2,6 m, kotwy linowe i podporowe stojaki hydrauliczne. Niejednokrotnie, aby utrzymać funkcjonalność wyrobisk konieczne jest zastosowanie dwóch, a nawet kilku rodzajów obudowy dodatkowej. Przykładowo powodem takich działań, jest fakt, że obudowa podporowa jest rodzajem obudowy podatnej i charakter jej pracy może nie zagwarantować zachowania odpowiedniej podpórności stropu. W chwili zaobserwowania przesłanek świadczących o możliwości utraty stateczności stropu (pomimo zastosowania obudowy podporowej) konieczne jest zastosowanie dodatkowego zabezpieczenia w postaci kotew linowych lub kotew wklejanych o wydłużonej żerdzi. Dzięki takiemu rozwiązaniu konstrukcyjnemu zwiększa się zasięg pracy obudowy kotwowej w stropie wyrobisk.

Analizując skuteczność stosowanej obudowy dodatkowej można stwierdzić, że spełnia ona swoje zadanie. Jej skuteczność wiąże się z szybką identyfikacją zagrożenia i dostosowaniem zabezpieczenia do jego rozmiarów. Za skutecznością stosowanej obudowy dodatkowej przemawia odpajanie się skał w wygrodzonych wyrobiskach, w których stwierdzono pogarszające się warunki stropowe. Wygrozione wyrobisko, które jest nieistotne pod względem funkcjonalnym, zazwyczaj pozostaje bez dodatkowego zabezpieczenia. Z upływem czasu bez dodatkowego wparcia stropu wyrobiska, jego skały opadają do wnętrza wyrobiska. Przykład ten dobrze obrazuje, jak ważne jest stosowanie dodatkowych zabezpieczeń wyrobisk, w których panują niekorzystne warunki geologiczno-górniczne.

Literatura

- Bartlett S., Burgess H., Damjanovic B., Gowans R., Lattanzi C., 2013. Raport techniczny dotyczący produkcji miedzi i srebra przez KGHM Polska Miedź S.A. w Legnicko-Głogowskim Okręgu Miedziowym w południowo-zachodniej Polsce.
- Butra J., 2010. Eksploatacja złoża rud miedzi w warunkach zagrożenia tąpnięciami i zawałami, KGHM Cuprum Spółka z o.o. Centrum Badawczo- Rozwojowe, Wrocław.
- Chudek M., Duży S., 2005. Geotechniczne problemy utrzymania wyrobisk korytarzowych w złożonych warunkach geologiczno-górnicznych, *Górnictwo i Geologia*, rok 29, zeszyt 3/1 str. 157-164.
- Katalog systemów eksploatacji złóż rud miedzi dla kopalń KGHM Polska Miedź S.A., 2007. Lubin.
- Projekt techniczny eksploatacji pola A/B oddział G-XY, 2009, Lubin.
- Ustalenia do „Szczegółowego projektu eksploatacji złoża w polu A/B oddział G-XY, 2014. Lubin.

Podziękowania

Niniejszy artykuł powstał w oparciu o pracę magisterską realizowaną przez współautora (R. Gaca) na Wydziale Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej w roku akademickim 2015/2016.

EWOLUCJA DOBORU OBUDOWY KOTWOWEJ W POLSKICH KOPALNIACH RUD MIEDZI

Aleksandra Kurcz*, Bogumiła Pałac-Walko*

* Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, Wybrzeże Wyspiańskiego 27,
50-370 Wrocław

Abstrakt

Niniejszy artykuł stanowi studium literaturowe przedstawiające charakterystykę i omówienie metod doboru obudowy kotwowej w polskich kopalniach rud miedzi, które ewoluowały na przestrzeni kilkudziesięciu lat. Są to: „Wytyczne i instrukcja wykonywania obudowy kotwowej w kopalniach rud miedzi” z 1972 roku, „Instrukcja wykonywania obudowy kotwowej w kopalniach LGOM” z 1980 roku, „Zasady projektowania, wykonywania oraz kontroli obudowy kotwowej w zakładach górniczych wydobywających rudy metali nieżelaznych” z 1995 roku oraz aktualna metoda doboru obudowy kotwowej na podstawie załącznika nr 3 Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 roku w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. z 2002 r. nr 139, poz. 1169 ze zm.), wraz z instrukcją wyznaczania parametrów geomechanicznych skał stropowych pod kątem określania klas stropu w kopalniach rud miedzi w LGOM, przy doborze obudowy kotwowej.

Słowa kluczowe: stateczność wyrobisk, obudowa kotwowa, zasady projektowania

1. Wprowadzenie

W polskich kopalniach rud miedzi podstawowym rodzajem zabezpieczenia wyrobisk jest obudowa kotwowa. Historia obudowy kotwowej na świecie sięga 1872 roku, kiedy to została ona zastosowana pierwszy raz w kopalni w Nowej Zelandii. W 1905 r. pierwsze kotwy zastosowano w Stanach Zjednoczonych, a raporty na temat zastosowania kotew w USA pochodzą z 1917 oraz 1920 r. Dopiero w późnych latach dwudziestych XX w. udokumentowano zastosowanie systematycznego kotwienia w kopalni St. Joseph Lead Company. Na przełomie lat czterdziestych i pięćdziesiątych kotwienie stropów zrewolucjonizowało amerykańskie górnictwo, a w roku 1951 wyparło stosowanie stalowych stojaków w prawie pięciuset amerykańskich kopalniach. Pierwsze wzmianki o zastosowaniu jej w Polsce pochodzą z niemieckiej literatury z 1919 r. Według tego źródła po raz pierwszy zastosowano kotwy w 1916 r.

Corresponding authors: bogumila.palac-walko@pwr.edu.pl (B. Pałac-Walko)
doi: 10.5277/wpagg20170103

w Kopalni Węgla Kamiennego „Pokój” na Górnym Śląsku. Zastosowany tam system zabezpieczenia wyrobiska polegał na przykotwieniu spękanych murów ociosowych do zwięzłego górotworu oraz zakotwieniu stropu. Fragmentaryczne kotwienie przekopu głównego zastosowano w 1938 r. w kopalni „Michał” na poziomie 340 m. Dokonano tam zabezpieczenia spękanych murów ociosowych przy pomocy kotew osadzonych w otworach na cemente (Cała i inni, 2001).

2. Wytyczne i instrukcja zakładania obudowy kotwowej w kopalniach rud miedzi z 1972 roku

Pierwszym dokumentem regulującym dobór obudowy kotwowej w kopalniach rud miedzi były „Wytyczne i instrukcja zakładania obudowy kotwowej w kopalniach rud miedzi” autorstwa Zakładu Doświadczalnego przy KGHM w Lubinie Wydziału Badawczo-Doświadczalnego Górnictwa. Dokument został zatwierdzony do stosowania w kopalniach rud miedzi w dniu 12.05.1972 r. przez Zespół Roboczy ds. Ciśnięć Górotworu wchodzący w skład Komisji Koordynacyjnej ds. Zagrożeń w LGOM powołanej przez Ministra Przemysłu Ciężkiego i Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego.

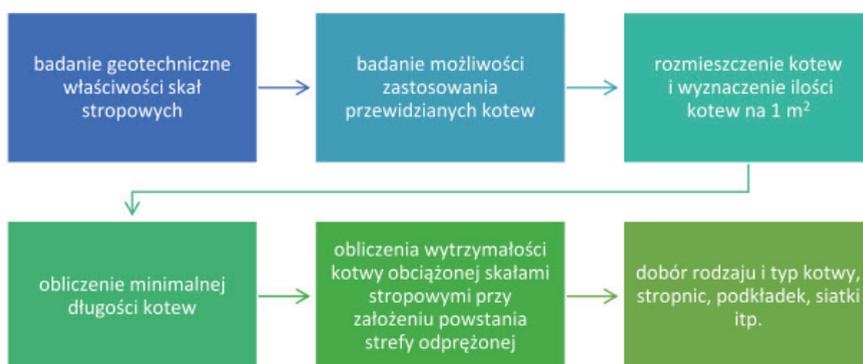
Wytyczne zakładają, że „zastosowana w kopalniach LGOM obudowa kotwowa zdaje egzamin i dlatego też winna być w dalszym ciągu stosowana jako obudowa stała, względnie tymczasowa tak w wyrobiskach korytarzowych, jak i komorowych prowadzonych w skałach wapienno-dolomitycznych i anhydrytowych, systemem jednofazowym i dwufazowym”. Kotwienie w wyrobiskach eksploatacyjnych przebiega tak, jak w wyrobiskach korytarzowych, jednak w robotach eksploatacyjnych stosuje się kotwy o długości od 1,4 m z opinką stropu i ociosów lub bez. Decyzję o zastosowaniu siatki podejmuje Kierownik Robót Górniczych. Zostały również określone trzy przypadki, w których obudowa kotwowa nie powinna być stosowana. Są to następujące warunki:

- warstwy stropowe są rozluźnione, np. w fałach uskokowych
- warstwy stropowe uległy wtórnym zmianom fizykochemicznym i zmiany te wpływają znacznie na zmniejszenie wytrzymałości skał
- w skałach stropowych występują wody.

Dokument ponadto przedstawia projektowanie i obliczanie obudowy kotwowej. Aby zaprojektować obudowę należy wykonać następujące prace badawczo-pomiarowe i obliczeniowe (rysunek 1.):

- zbadać geotechniczne właściwości skał i wykonać przekrój geologiczny stropu
- zbadać możliwość zastosowania przewidzianych kotew przez sporządzenie charakterystyki ich pracy

- wyznaczyć rozmieszczenie kotew w rzędach i szeregach, które powinny być możliwe równomierne na całej powierzchni przewidzianej do kotwienia
- wyznaczyć ilość kotew na 1 m²
- obliczyć minimalną długość kotew
- przeprowadzić obliczenia wytrzymałości kotwy obciążonej skałami stropowymi przy założeniu powstania strefy odprężonej
- dobrać rodzaj i typ kotew, stropnice, podkładki, siatki itp.



Rys. 1. Prace badawczo-pomiarowe dotyczące doboru obudowy według instrukcji z 1972 r.

Wspomniane wytyczne zawierają również tok obliczeń obudowy kotwowej dla wyrobisk korytarzowych. Najpierw oblicza się strzałkę sklepienia ciśnień, a następnie przyjmuje schemat rozmieszczenia kotew. Zakładając najgorszy przypadek pracy kotew, oblicza się na podstawie ich rozmieszczenia oraz wielkości strzałki sklepienia ciśnień, ciężar bloku skalnego przypadającego na jedną kotwę. Znając ten ciężar sprawdza się, czy nie przekracza on granicznych wytrzymałości pręta kotwy na zrywanie, a następnie oblicza długość kotew szczelinowo-klinowych i ekspansyjnych oraz oddzielnie żelaznobetonowych. Wielkość strzałki sklepienia ciśnień wyznaczana jest według metody opracowanej przez prof. Sałustowicza z następującego wzoru:

$$f = a - \frac{w}{2}, m \quad (1)$$

gdzie:

f – strzałka sklepienia ciśnień, m

a – półoś pionowa elipsy, m

w – wysokość wyrobiska, m.

Półoś pionową elipsy można wyznaczyć ze wzoru:

$$a = \sqrt{\left(\frac{w}{2}\right)^2 - n^2 \cdot \left(\frac{l}{2}\right)^2}, \text{ m} \quad (2)$$

gdzie:

n – stosunek półosi elipsy opisanej na obliczonym wyrobisku

l – szerokość wyrobiska, m.

3. Instrukcja wykonywania obudowy kotwowej w kopalniach LGOM z 1980 roku

Stosownie do postanowień „Szczegółowych przepisów w sprawie prowadzenia ruchu i gospodarki złożem w podziemnych zakładach górniczych” wprowadzonych Zarządzeniem nr 9 Ministra Hutnictwa z dnia 16.07.1979 r. z mocą obowiązywania od dnia 01.01.1980 r. wprowadzono do stosowania w kopalniach rud miedzi Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego „Instrukcję wykonywania obudowy kotwowej w kopalniach LGOM”. Instrukcja określa następujące zasady ogólne kotwienia wyrobisk:

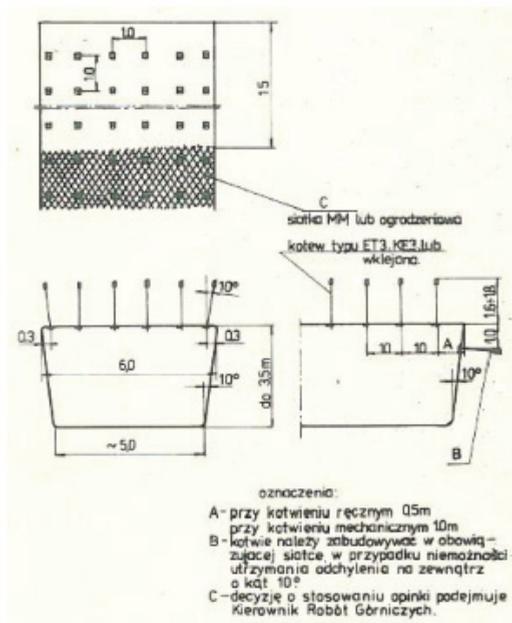
- kotwy stropowe powinny być montowane rzędami, zaczynając i kończąc proces na kotwach przyociosowych
- maksymalna odległość kotwy przyociosowej od płaszczyzny ociosu powinna być większa niż 0,3 m
- maksymalna odległość ostatniego rzędu kotew od czoła przodka nie może być większa niż 0,5 m po zabudowie i 3,2 m po strzeleniu przodka przy kotwieniu mechanicznym
- kierunek zabudowy kotew stropowych ma być prostopadły do płaszczyzny stropu z wyjątkiem kotew przyociosowych, które powinny być nachylone w kierunku ociosów pod kątem 10°
- kotwy należy montować bezpośrednio po odsłonięciu stropu spod stropu uprzednio zabudowanego
- kotwy ociosowe można montować w szachownicę lub w siatce
- do kotwienia stropu i ociosów można stosować kotwy rozprężne ET-3 i KE-3, kotwy wklejane RN.

Instrukcja określa zasady kotwienia wyrobisk udostępniających, głównych przygotowawczych i przygotowawczych dzieląc je ze względu na wysokość - do 3,5 m wysokości oraz o wysokości powyżej 3,5 m. Kotwienie wyrobisk udostępniających, głównych przygotowawczych i przygotowawczych o wysokości do 3,5 m (rys. 2) określa minimalną długość kotew, która wynosi 1,6 m. Schemat zabudowy to siatka z

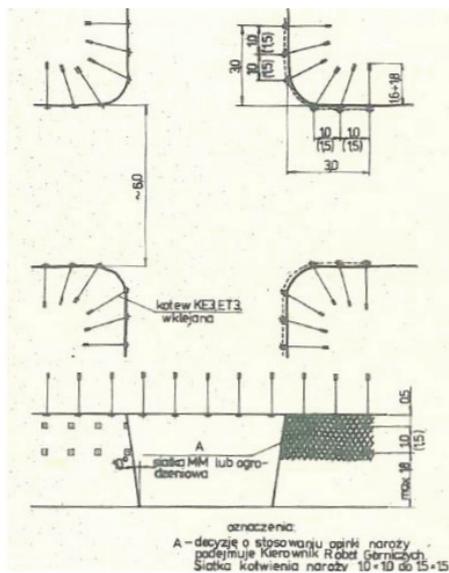
prostopadłym usytuowaniem rzędów i szeregów o wymiarach maksymalnych $1,0 \times 1,0$ m. Strop można dodatkowo zabezpieczyć opinką z siatki, która powinna być zamocowana w co najmniej czterech miejscach. Najkorzystniejsze miejsce zamontowania siatki to ok. 15 m od czoła przodka. Osoba dozoru górniczego może zmniejszyć tę odległość w przypadku pogorszenia się warunków geologiczno-górnictwowych. W celu zabezpieczenia stropu przed wietrzeniem można zastosować dodatkowo obudowę torkretową. Decyzję o konieczności stosowania opinki lub torkretowania podejmuje Kierownik Robót Górniczych w porozumieniu z Głównym Geologiem i Inżynierem ds. Mechaniki Górotworu i Obudowy. Kotwieniu podlegają również ociosy wyrobisk w przypadku, kiedy nie ma możliwości nachylenia ich pod kątem 10° na zewnątrz wyrobiska. Przy kotwieniu ociosów obowiązują następujące zasady:

- długość kotew – minimum 1,6 m
- schemat zabudowy – siatka z prostopadłym usytuowaniem rzędów i szeregów lub w szachownicy
- odległość między rzędami i między kotwami w rzędzie – maksymalnie 1,5 m
- maksymalna odległość pierwszego rzędu kotew od spągu – 1,8 m
- kierunek zabudowy kotwy może być poziomy lub z odchyleniem w stronę stropu lub spągu
- kotwienie ociosów należy wykonywać z opóźnieniem maksymalnie 10 m od czoła przodka
- wszystkie naroża wyrobisk (rys. 3) należy kotwić na bieżąco w siatce kotwienia $1,0 \times 1,0$ m do $1,5 \times 1,5$ m z usytuowaniem pierwszego rzędu kotew do 1,8 m od spągu wyrobiska w ilości 4-6 kotew w rzędzie poziomym.

Tu również osobą decyzyjną jest Kierownik Robót Górniczych w porozumieniu z Głównym Geologiem i Inżynierem ds. Mechaniki Górotworu i Obudowy, który podejmuje decyzję o konieczności kotwienia ociosów nachylonych prawidłowo oraz dodatkowym zabezpieczeniu ociosów i naroży opinką z siatki. Czoło przodka należy kotwić w przypadku niemożliwości uzyskania odchylenia na zewnątrz o kąt 10° . Schemat zabudowy to jeden rząd kotew, w odstępach co 1,5 m, w odległości 1,0 m od stropu.

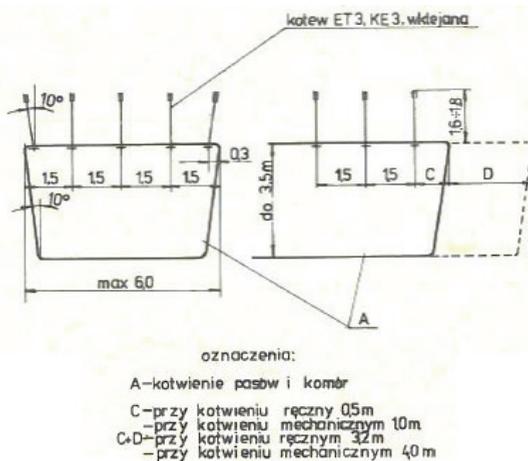


Rys. 2. Kotwienie wyrobisk udostępniających, głównych przygotowawczych i przygotowawczych do wysokości 3,5 m (Instrukcja, 1980)



Rys. 3. Kotwienie naroży skrzyżowań (Instrukcja, 1980)

Kotwienie wyrobisk udostępniających, głównych przygotowawczych i przygotowawczych o wysokości powyżej 3,5 m wygląda tak, jak w przypadku wyrobisk o wysokości do 3,5 m. Różnica występuje w kotwieniu czoła przodka, gdzie montuje się dwa rzędy kotew z usytuowaniem pierwszego rzędu kotew w odległości 0,5 m od stropu. Odległość między kotwami wynosi maksymalnie 1,5 m. Kotwienie wyrobisk eksploatacyjnych (rys. 4) o wysokości do 3,5 m określa minimalną długość kotwy jako 1,6 m. Schemat zabudowy kotew to siatka z prostopadłym usytuowaniem rzędów i szeregów, gdzie maksymalne odległości między rzędami oraz maksymalne odległości między kotwami w rzędzie wynoszą 1,5 m. Kotwieniu nie podlega ostatni zabiór przy wykonywaniu weinek do zawału. W przypadku pogorszenia warunków geologiczno-górnictwowych Kierownik Robót Górniczych w porozumieniu z Głównym Geologiem i Inżynierem ds. Mechaniki Górotworu i Obudowy podejmują decyzję o dodatkowym zabezpieczeniu stropu. Kotwienie ociosów i naroży jest takie, jak w przypadku wyrobisk udostępniających i przygotowawczych, jednak w przypadku eksploatacji złoża dolomityczno-piaskowcowego przy występowaniu w części przystropowej warstwy zwięzłej o miąższości ok. 1,0 m niezależnie od odchylenia ociosów należy tę warstwę kotwić jednym rzędem kotew o rozstawie około 1,5 m w odległości 0,5 – 0,7 m od stropu. Kotwienie czoła przodka pozostaje bez zmian.



Rys. 4. Kotwienie wyrobisk eksploatacyjnych do 3,5 m wysokości (Instrukcja, 1980)

Przy kotwieniu stropów wyrobisk eksploatacyjnych o wysokości powyżej 3,5 m obowiązują takie same zasady, jak przy kotwieniu stropów wyrobisk o wysokości do 3,5 m. Zasady kotwienia ociosów i naroży mówią, że przy kotwieniu w warunkach złoża dolomitycznego i dolomityczno-piaskowcowego przy występowaniu w części przystropowej warstwy zwięzłej dolomitycznej o miąższości ok. 1,0 m niezależnie od odchylenia ociosów na zewnątrz, należy tę warstwę kotwić jednym rzędem obudowy o rozstawie ok. 1,5 m z nachyleniem kotew w kierunku stropu. W przypadku, kiedy

zwięzła warstwa dolomityczna ma miąższość powyżej 1,0 m należy zwiększyć ilość rzędów kotew do dwóch. W warunkach eksploatacji złoża dolomitycznego drobno uwarstwionego (warstwy grubości do 20 cm) w górnej części przekroju wyrobiska, przy zachowaniu odchylenia ociosów na zewnątrz o kąt 10° , oraz złoża piaskowcowego przy zachowaniu takiego odchylenia i utrzymania równych płaszczyzn ociosowych, niezależnie od wysokości wyrobiska ociosy nie muszą być kotwione. W pozostałych przypadkach ociosy wyrobisk eksploatacyjnych o wysokości powyżej 3,5 m, niezależnie od ich prawidłowego odchylenia, należy kotwić tak, jak ociosy wyrobisk udostępniających, głównych przygotowawczych i przygotowawczych o wysokości do 3,5 m. Tu również osobą decyzyjną w przypadku konieczności zwiększenia zakresu kotwienia oraz stosowania dodatkowej obudowy niezależnie od wymogów jest Kierownik Robót Górniczych w porozumieniu z Głównym Geologiem i Inżynierem ds. Mechaniki Górotworu i Obudowy. Czoło przodka należy kotwić w przypadku braku możliwości odchylenia na zewnątrz o kąt 10° . Stosuje się dwa rzędy kotew z usytuowaniem pierwszego rzędu w odległości 0,5 m od stropu, a odległości między rzędami kotew i między kotwami w rzędzie powinny wynosić maksymalnie 1,5 m.

Instrukcja uwzględni zasady kotwienia stropów o małej zwięzłości i skłonnych do samoczynnego odpajania się. W wyrobiskach takich należy:

- zageścić schemat kotwienia
- zastosować opinkę z siatki
- dobrać kształt stropu uwzględniając naturalną tendencję skał do odpajania się
- zmniejszyć zabiór w celu obniżenia szkodliwego wpływu robót strzałowych na obudowę.

Zasady wykonywania przebudów wyglądają następująco:

- sprawdzić strop
- dokonać szczegółowej obrywki
- dokręcić kotwy w pobliżu przebudowy
- zageścić kotwy w bezpośrednim sąsiedztwie przebudowy
- o ile zaistnieje potrzeba zestrzelić warstwy spękanę i odspojone
- powtórzyć czynność dokonania szczegółowej obrywki
- powtórnie sprawdzić strop
- zabudować kotwy według zasad kotwienia stropu.

Maksymalna powierzchnia takiej przebudowy nie może być większa od powierzchni jednego zabioru dla danego typu wyrobiska. Zabezpieczenie płaszczyzny przerwania warstw stropowych należy dokonać przez zabudowę jednego lub więcej rzędów kotew prostopadle do powierzchni przerwania warstw. W przypadku skomplikowanych przebudów decyzję co do sposobu jej wykonywania podejmuje Kierownik Robót Górniczych. Zasady dodatkowego zabezpieczania wyrobisk

skłonnych do poszerzania się wyróżniają dwa przypadki zwiększenia odległości od kotwy przyociosowej do ociosu. Jeśli odległość ta zwiększy się do 1,0 m należy zabudować w stropie dodatkowy szereg kotew. Jeśli odległość będzie większa od 1,0 m trzeba wzmocnić strop dodatkowym szeregiem kotew oraz zastosować obudowę podporową stojakami drewnianymi. W każdym przypadku poszerzania się wyrobiska należy kotwić ociosy wyrobisk bez względu na ich odchylenie i wysokość. Instrukcja określa zasady dodatkowego zabezpieczania skrzyżowań skłonnych do poszerzania się. Jeśli poszerzone jest ono do 50 m², to zabezpiecza się je poprzez dodatkowe zabudowanie kotew w stropie i ociosach, przy czym ilość kotew zabudowanych w narożu wynosi od 4 do 6 w rzędzie. W przypadku skrzyżowań o powierzchni powyżej 50 m² należy zastosować dodatkowo obudowę kotwową łącznie z dodatkową obudową podporową w postaci stojaków, grup stojaków lub kaszt. Decyzję o doborze dodatkowego zabezpieczenia podejmuje Kierownik Robót Górniczych wspólnie z Głównym Geologiem oraz Inżynierem ds. Mechaniki Górotworu i Obudowy. W przypadku prowadzenia wyrobisk w rejonach zagrożonych tąpnięciami, sposób dodatkowego zabezpieczenia wyrobisk określają „Wytyczne bezpiecznego prowadzenia robót górniczych w rejonach zagrożonych tąpnięciami”.

4. Zasady projektowania, wykonywania oraz kontroli obudowy kotwowej w zakładach górniczych wydobywających rudy metali nieżelaznych z 1995 roku

Od 1995 r. dobór obudowy kotwowej regulował załącznik nr 4 „Zasady projektowania, wykonywania oraz kontroli obudowy kotwowej w zakładach górniczych wydobywających rudy metali nieżelaznych”. Według tego dokumentu obudowa kotwowa mogła być stosowana w skałach zwięzłych, kiedy równocześnie spełnione były następujące warunki:

- skały stropowe miały średnią ważoną wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie nie mniej niż 15 MPa, badaną dla pakietu skał grubości równej szerokości projektowanego wyrobiska
- skały występujące w miejscu kotwienia posiadały średnią podzielność nie mniej niż 20 mm i nie wykazywały naturalnej skłonności do odpajania się.

Aby można było zastosować obudowę kotwową, musiały być spełnione również wymogi, takie jak:

- istnienie niezbędnego rozpoznania własności kotwionych skał
- zastosowanie dopuszczalnych materiałów i urządzeń
- zapewnienie poprawnego wykonania
- realizacja kontroli i badań obudowy.

Wyniki badań geomechanicznych powinny pochodzić z wierceń rozpoznawczych, dołowych i powierzchniowych. Zasięg ich rozpoznania dla wyrobisk zarówno chodnikowych, jak i powierzchniowych powinien być wykonany na głębokość równą szerokości wyrobiska, jednak nie mniej niż 5 m. Oprócz tych badań, do badań poprzedzających dobór obudowy, można zaliczyć badania skuteczności kotwienia górotworu na odcinkach próbnych, dla warunków zbliżonych do panujących w danym wyrobisku, badania przydatności rodzajów kotew do warunków geomechanicznych, przeznaczenia wyrobiska i dostępnej technologii zabudowy, a także badania modelowe. Dokument ten regulował również stosowanie poszczególnych rodzajów kotew określając ich minimalną nośność oraz minimalny wymiar.

Dobór obudowy opiera się na własnościach geomechanicznych skał, występujących lokalnie zaburzeniach geologicznych, wymiarach i przeznaczeniu danego wyrobiska oraz klasie stropu według klasyfikacji ustalonej na podstawie badań wykonywanych przez rzeczoznawcę wskazanego przez Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego.

Klasę stropu ustala się na podstawie wartości wskaźnika stateczności stropu. Ukazuje on zależność pomiędzy wytrzymałością skał, grubością ławic i stopniem szczelinowatości. Wymagania poszczególnych klas przedstawia poniższa tabela.

Tab. 1. Wymagania klasy stropu (opracowanie własne na podstawie „Rozporządzenie..., 1995)

Klasa stropu	Budowa skał	Wytrzymałość na ściskanie, MPa	Zaangażowanie tektoniczne
I	drobnoławicowa	15 – 30	duże
II	zróżnicowana	30 – 50	zmiennie
III	gruboławicowa	50 – 80	małe
IV	gruboławicowa	>80	bardzo małe

Stropy wyrobisk chodnikowych bez względu na klasę skał stropowych należy zabezpieczać kotwami o długości co najmniej 1,6 m. Dla stropów I lub II klasy i średniej wytrzymałości na ściskanie warstwy kotwionej co najmniej 15 MPa oraz szerokości wyrobisk do 7,0 m, podstawowym schematem kotwienia jest rozstaw kotew 1,0×1,0 m. W przypadku stropów klas III i IV i wytrzymałości na ściskanie warstwy kotwionej co najmniej 80 MPa oraz szerokości wyrobisk do 7,0 m, podstawowym schematem kotwienia jest rozstaw kotew 1,5×1,5 m. Jest również powiedziane, że w uzasadnionych przypadkach dopuszcza się możliwość rozrzedzenia podstawowych schematów kotwienia lub drażenia wyrobisk bez obudowy, a decyzję w tym zakresie podejmuje kierownik ruchu zakładu górniczego. Ociosy wyrobisk powinny być odchylone na zewnątrz o kąt co najmniej 10°. Obowiązkowe jest kotwienie ociosów wyrobisk o wysokości powyżej 3,5 m (nie zależnie od kąta pochylenia) oraz ociosów wyrobisk o wysokości do 3,5 m, kiedy brak możliwości odchylenia ich na zewnątrz. Ociosy należy kotwić w rozstawie kotwi co 1,5 m z usytuowaniem dolnego rzędu

kotwi w odległości około 1,8 m od spągu. Mogą być kotwione z opóźnieniem do 10 m w stosunku do czoła przodka. Bez względu na klasę stropu, długość kotew stropowych dla wyrobisk eksploatacyjnych o wysokości do 10 m i szerokości do 12 m powinna wynosić co najmniej 1,6 m, a dla wyrobisk eksploatacyjnych o wysokości powyżej 10 m i szerokości od 12 do 25 m co najmniej 2,6 m. Dla stropów klasy I i wytrzymałości warstwy kotwionej nie mniej niż 15 MPa, podstawowym schematem kotwienia jest rozstaw kotew 1,0×1,0 m. W przypadku stropów klasy II i III oraz wytrzymałości na ściskanie warstwy kotwionej nie mniej niż 50 MPa, podstawowym schematem kotwienia jest rozstaw kotwi 1,5×1,5 m. Dla stropów klasy I oraz wytrzymałości na ściskanie co najmniej 100 MPa, podstawowym schematem kotwienia jest rozstaw kotew 2,0×2,0 m. Dopuszcza się możliwość rozrzedzenia podstawowych schematów kotwienia w uzasadnionych przypadkach, a osobą decydującą w tej sprawie jest kierownik ruchu zakładu górniczego. W wyrobiskach eksploatacyjnych ociosy powinny być odchylone na zewnątrz o kąt co najmniej 10°. Jeśli nie ma możliwości odchylenia ociosów należy je zabezpieczyć np. przez podsypanie urobkiem, zabudowanie stojaków lub przez zakotwienie. Obowiązkowi kotwienia podlegają tylko ociosy wyrobisk o wysokości powyżej 10 m, w razie występowania w części przystropowej zwięzłych gruboławicowych warstw dolomitowych. Długość kotew ociosowych dla wyrobisk do 10 m powinna mieć co najmniej 1,6 m, a dla wyrobisk powyżej 10 m nie mniej niż 2,6 m. Ociosy, podobnie jak w przypadku wyrobisk chodnikowych, mogą być kotwione z opóźnieniem do 10 m w stosunku do czoła przodka. W dokumencie znalazł się również punkt mówiący o przypadku wystąpienia pogorszonych warunków geologiczno-górnich. Jeśli odbiegają one od założonych we wcześniejszych punktach załącznika, obudowę należy zaprojektować indywidualnie dla danego typu wyrobiska. Tu również decyzję podejmuje kierownik działu robót górniczych.

5. Projektowanie obudowy kotwowej w zakładach górniczych wydobywających rudy miedzi na podstawie aktualnych przepisów

Aktualne wymagania prawne dotyczące stosowania obudów górniczych zawarte są w Załączniku nr 3 do rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz.U. Nr 139 Poz. 1169). Załącznik ten nosi nazwę „Projektowanie, wykonywanie i kontrola obudowy kotwowej w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny oraz zakładach wydobywających rudy miedzi, cynku i ołowiu”. Cały ten podrozdział opracowano na podstawie rozporządzenia oraz załącznika nr 3. Punkt drugi dokumentu dotyczy zakładów górniczych wydobywających rudy miedzi. Mówi on, że aby

zastosować obudowę kotwową, skały stropowe muszą być zwarte i jednocześnie muszą być spełnione następujące warunki:

- „skały stropowe mają średnio ważoną wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie (R_c), badaną dla pakietu skał o grubości równej szerokości projektowanego wyrobiska, wynoszącą nie mniej niż 15 MPa, a średnio ważoną wytrzymałość na rozciąganie (R_t) nie mniej niż 2 MPa
- skały posiadają w strefie przewidzianej do kotwienia w zakładach wydobywających rudy miedzi średnią podzielność nie mniejszą niż 20 mm i nie wykazują naturalnej skłonności do odspajania się”.

Do doboru obudowy kotwowej stosuje się wyniki badań geomechanicznych własności skał otrzymywane na podstawie wykonywanych wierceń rozpoznawczych, powierzchniowych i dołowych. Zasięg przebadania własności skał dla wyrobisk zarówno chodnikowych, jak i eksploatacyjnych powinien być wykonany na głębokość równą szerokości wyrobiska, jednak nie mniej niż 7 m. Za badania poprzedzających dobór obudowy kotwowej uznaje się skuteczność kotwienia górotworu na odcinkach próbnych, dla warunków zbliżonych do założonych, badanie przydatności typów kotwi dla określonych warunków geomechanicznych, przeznaczenia wyrobiska lub dostępnej technologii zabudowy, a także badania modelowe.

Przy doborze obudowy kotwowej należy uwzględnić własności geomechaniczne skał stropowych oraz występujące lokalne zaburzenia geologiczne, przeznaczenie wyrobiska i jego wymiary oraz klasy stropu. Klasę stropu określa się na podstawie instrukcji wyznaczania parametrów geomechanicznych skał stropowych.

Strop wyrobisk korytarzowych zabezpiecza się kotwami o długości co najmniej 1,6 m, dla I klasy stropu o szerokości wyrobisk (określonej przy stropie, prostopadle do osi wyrobiska) do 6,0 m oraz klasy II do 7,0 m, a podstawowym schematem kotwienia jest siatka 1,0×1,0 m. Dla stropów klasy III oraz szerokości wyrobisk do 7,0 m, podstawowym schematem kotwienia jest rozstaw kotew 1,5×1,5 m. Schemat kotwienia 2,0×2,0 m obowiązuje dla stropów klasy IV o szerokości wyrobisk 7,0 m oraz klasy V do 8,0 m. Jeśli lokalnie występują większe szerokościach wyrobisk korytarzowych, stosuje się dodatkowe zabezpieczenie stropu. Mogą być to kotwy o zwiększonej długości żerdzi dobierane indywidualnie w zależności od czasu funkcjonowania i przeznaczenia wyrobiska. Decyzję o rodzaju i sposobie dodatkowego zabezpieczenia podejmuje kierownik działu robót górniczych.

Strop komór specjalnego przeznaczenia zabezpiecza się kotwami o długości co najmniej 1,6 m. Kierownik działu robót górniczych ustala schemat kotwienia oraz maksymalne szerokości tych wyrobisk, uwzględniając ich przeznaczenie oraz czas funkcjonowania. Ociosy zabezpieczanych wyrobisk powinny być odchylone na zewnątrz o kąt co najmniej 10°. Kotwieniu podlegają zarówno ociosy wyrobisk o wysokości powyżej 3,5 m (bez względu na kąt pochylenia), a także ociosy wyrobisk do 3,5 m jeśli nie ma możliwości odchylenia ich na zewnątrz. Długość kotwi ociosowych powinna mieć 1,6 m lub więcej. Podstawowa siatka kotwienia ociosów ma

wymiary 1,5×1,5 m, a dolny rząd kotew powinien być usytuowany w odległości około 1,8 m od spągu. Dopuszcza się kotwienie ociosów z opóźnieniem do 10 m w stosunku do czoła przodka.

Doboru obudowy kotwowej dla wyrobisk eksploatacyjnych dokonuje się dla całego okresu funkcjonowania wyrobisk w polu wydobywczym, przed przystąpieniem do fazy robót rozcinkowych. Przy doborze obudowy kotwowej zakłada się maksymalne szerokości wyrobisk dla rozwiniętej fazy eksploatacji pola.

Tab. 2 Zestawienie minimalnych długości kotew i podstawowych schematów kotwienia w zależności od klasy stropu oraz wysokości i szerokości wyrobisk (opracowanie własne na podstawie Rozporządzenia, 2002)

Klasa stropu	Wysokość wyrobiska, m	Szerokość wyrobiska, m	Minimalna długość kotew, m	Podstawowy schemat kotwienia, m
I	≤ 5,0	≤ 7,0	1,6	1,0×1,0
	≤ 7,0	≤ 8,0	1,8	
	≤ 7,0	≤ 9,0	2,2	
	>7,0	≤ 10,0	2,6	
II	≤ 5,0	≤ 9,0	1,6	1,5×1,5
	≤ 7,0	≤ 10,0	1,8	
	≤ 7,0	≤ 11,0	2,2	
	>7,0	≤ 12,0	2,6	
III	≤ 2,0	≤ 8,0	1,2	1,5×1,5
	≤ 5,0	≤ 10,0	1,6	
	≤ 7,0	≤ 12,0	1,8	
	≤ 7,0	≤ 13,0	2,2	
	>7,0	≤ 14,0	2,6	
IV	≤ 2,0	≤ 9,0	1,2	2,0×2,0
	≤ 5,0	≤ 12,0	1,6	
	≤ 7,0	≤ 14,0	1,8	
	≤ 7,0	≤ 16,0	2,2	
	>7,0	≤ 18,0	2,6	
V	≤ 2,0	≤ 10,0	1,2	2,0×2,0
	≤ 5,0	≤ 13,0	1,6	
	≤ 7,0	≤ 15,0	1,8	
	≤ 7,0	≤ 17,0	2,2	
	>7,0	≤ 20,0	2,6	

Jeśli lokalnie występują większe szerokości wyrobisk niż przedstawione w powyższej tabeli 2 należy zastosować dodatkowe zabezpieczenie stropu. Może być to obudowa podporowa lub kotwy o zwiększonej długości żerdzi. Dodatkowe zabezpieczenie dopasowywane jest indywidualnie i zależy od warunków geologiczno-górnich.

Decyzję w tej sprawie podejmuje kierownik działu robót górniczych. Również w sprawie zabezpieczenia stropu wyrobisk w fazie ich likwidacji decyzję podejmuje kierownik ruchu zakładu górniczego na podstawie opinii kopalnianego zespołu do spraw zwalczania tąpnięć i zawałów. Są jednak granice maksymalnego poszerzania wyrobisk, które prezentują się następująco dla poszczególnych klas stropu:

- I klasa – 15,0 m
- II klasa – 17,0 m
- III klasa – 18,0 m
- IV klasa – 20,0 m
- V klasa – 25,0 m.

Ociosy wyrobisk eksploatacyjnych powinny być odchylone na zewnątrz o kąt co najmniej 10° . Jeśli nie ma możliwości odchylenia ociosów zabezpiecza się je poprzez podsypanie urobkiem, zabudowanie stojaków lub zakotwienie. Jeśli wyrobisko ma wysokość powyżej 10 m lub w części przystropowej występują zwięzłe gruboławicowe warstwy dolomitowe, wtedy ociosy podlegają kotwieniu. Kotwy ociosowe powinny mieć długość ni mniejszą niż 1,8 m i powinny być zabudowane według decyzji kierownika działu robót górniczych. Dopuszcza się kotwienie z opóźnieniem do 10 m w stosunku do czoła przodka.

5. Wnioski końcowe

W pracy dokonano wnikliwych analiz instrukcji i dokumentów stosowanych przy doborze obudowy kotwowej w polskich kopalniach rud miedzi na przestrzeni kilkudziesięciu lat. W każdej z metod wzięto pod uwagę parametry skał, wymagania prawne oraz rodzaje dostępnych kotew stosowanych w przemyśle wydobywczym.

Metoda stosowana od 1972 r. została zawarta w Wytycznych i instrukcji zakładania obudowy kotwowej w kopalniach rud miedzi i jest pierwszą stosowaną w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A. Jest ona bardzo szczegółowa i w jasno sformułowanych krokach opisuje zasady postępowania przy projektowaniu obudowy kotwowej.

Instrukcja wykonywania obudowy kotwowej w kopalniach LGOM sporządzona w 1980 r. przez Kombinat Górniczo-Hutniczy Miedzi w Lubinie jest bardzo obszerna i uwzględnia zabezpieczanie skrzyżowań wyrobisk. Zakłada najgęstsze siatki kotwienia i szczegółowo opisuje postępowanie dla różnych warunków geologiczno-górniczych. Od roku 1995 r. zaczęło obowiązywać Rozporządzenie Ministra Przemysłu i Handlu w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych, które jako pierwsze uwzględniło klasy stropu. Nie uwzględnia ono zabezpieczenia skrzyżowań i stosuje rzadsze siatki kotwienia.

Obecna metoda doboru obudowy posiada pięć klas stropu, które określa się za pomocą wag pięciu kluczowych parametrów. Podobnie jak wcześniejszy dokument nie

określa sposobu zabezpieczania skrzyżowań, dopuszcza jednak siatkę kotwienia 2,0×2,0 m.

Literatura

- Cała M., Flisiak J., Tajduś A., 2001. Mechanizm współpracy kotwi z górotworem o zróżnicowanej budowie. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Wydawnictwo ISMGiE PAN, Kraków.
- Instrukcja wykonywania obudowy kotwowej w kopalniach LGOM, Kombinat Górniczo-Hutniczy Miedzi, 1980. Lubin.
- KGHM Polska Miedź S.A. Instrukcja wyznaczania parametrów geomechanicznych skał stropowych pod kątem określenia klas stropu w kopalniach rud miedzi w LGOM przy doborze obudowy kotwowej, 2002. Lubin.
- Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 roku w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. z 2002 roku, Nr 139 poz. 1169).
- Wytyczne i instrukcja zakładania obudowy kotwowej w kopalniach rud miedzi, Zakład doświadczalny przy KGHM w Lubinie, Wydział Badawczo-Doświadczalny Górnictwa, 1972. Lubin.
- Rozporządzenie Ministra Przemysłu i Handlu z dnia 14 kwietnia 1995 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. z dnia 19 czerwca 1995 r.)

Podziękowania

Niniejszy artykuł powstał w oparciu o pracę magisterską jednego ze współautorów (A. Kurcz) zrealizowaną na Wydziale Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej w roku akademickim 2015/2016.

OBUDOWA TUNELU KOMUNIKACYJNEGO W PŁYTKICH UTWORACH IV RZĘDOWYCH NA PODSTAWIE METOD ANALITYCZNYCH ORAZ MODELOWANIA NUMERYCZNEGO

Przemysław Pasionek*, Witold Pytel*

* Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej, Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław

Abstrakt

Przedstawiono metody wykonywania tuneli podziemnych i rodzaje stosowanych obudów. Omówiono warunki geologiczne występujące we Wrocławiu. Określono parametry obliczeniowe utworów otaczających i obliczono obciążenia działające na obudowę sposobem analitycznym. Na podstawie modelowania numerycznego zaprojektowano tunel i porównano różne obudowy w nim stosowane.

Słowa kluczowe: budownictwo podziemne, tunel komunikacyjny, modelowanie numeryczne

1. Wstęp

Celem pracy było zaprojektowanie obudowy tunelu komunikacyjnego, który mógłby być posadowiony w płytkich utworach IV rzędowych na terenie Wrocławia. W pracy przedstawione zostały technologie wykonywania podziemnych tuneli, w zależności od warunków, w jakich konstrukcja podziemna ma być posadowiona. Następnie opisane zostały typy i technologie wykonywania obudów stosowanych w budownictwie podziemnym a także sposoby doboru odpowiedniej obudowy. W pracy przedstawiono także metody wyznaczania obciążeń na obudowę konstrukcji posadowionych płytko pod powierzchnią terenu. Przedstawiono też warunki geologiczne panujące w miejscu posadowienia budowli podziemnej i pokrótce opisano charakterystykę geologiczną Wrocławia jak i całej jednostki geologicznej, na której znajduje się miasto, czyli monokliny przedsudeckiej, skupiając się przy tym na utworach czwartorzędowych. Kolejną część pracy stanowią obliczenia, które pozwoliły zaprojektować obudowę tunelu umieszczonego w wybranych wcześniej warunkach geologicznych. W kolejnej części pracy skupiono się na utworzeniu modelu tunelu oraz jego otoczenia w programie komputerowym Phase2 firmy Rocscience wykorzystującym do rozwiązań metodę elementów skończonych. Do tworzenia

Corresponding authors: witold.pytel@pwr.edu.pl (W. Pytel)

doi: 10.5277/wpagg20170104

modelu wykorzystano wyznaczone wcześniej parametry wytrzymałościowe i odkształceniowe kolejnych warstw gruntu. Po wprowadzeniu danych program wygenerował model, który stał się podstawą do przeprowadzenia obliczeń. Przyjęto, że w modelu rozpatrywane będą trzy typy obudów, a każda z nich będzie montowana w założonej wcześniej odległości od czoła przodka. Aby wyznaczyć tę odległość niezbędne było przeprowadzenie 10-etapowej analizy opartej na metodzie elementów skończonych, z której uzyskano wartości odkształceń oraz przemieszczeń. Posiadając te wartości posłużono się metodą Vlachopoulosa i Diederichsa, pozwalającą określić, jakie przemieszczenia i odkształcenia istnieją na założonej wcześniej odległości od czoła przodka, na której będzie montowana obudowa.

Obliczenia przeprowadzono najpierw dla modelu suchego, w którym nie występuje zawodnienie. Następnie po wprowadzeniu odpowiednich współczynników filtracji, przeprowadzono obliczenia dla modelu zawodnionego, w którym występuje ciśnienie porowe spowodowane obecnością wody w poszczególnych warstwach. Obliczenia przeprowadzono najpierw dla tunelu pozbawionego obudowy, gdzie wyznaczano ile elementów siatki ulegnie uplastycznieniu oraz jakie będą maksymalne przemieszczenia konturu wyrobiska. Następnie otrzymane wyniki porównywano z wynikami uzyskanymi, gdy w tunelu jest zastosowana obudowa. Ostatnim etapem pracy było wyznaczenie współczynników bezpieczeństwa dla danej obudowy i sprawdzenie czy przeniesie ona naprężenia powstałe na skutek działającego na nią obciążenia. Dokonano tego generując w programie obwiednie bezpieczeństwa siły osiowej względem momentu oraz siły osiowej względem siły ścinającej. Po sprawdzeniu rozmieszczenia punktów z konturu wyrobiska w obszarach obwiedni, można było stwierdzić czy obudowa w danym punkcie jest w stanie przenieść działające na nią obciążenia i jaki jest zapas współczynnika bezpieczeństwa dla danej obudowy.

2. Metody wykonywania podziemnych tuneli

Sposób urabiania górotworu w celu wykonania w nim podziemnego wyrobiska zależy od wielu czynników jakimi charakteryzuje się masyw skalny. Są to przede wszystkim jego zwięzłość, twardość oraz wytrzymałość. Decydują one o wielkości dopuszczalnych odsłonieć drążonego wyrobiska bez zabezpieczenia obudową stałą lub tymczasową. Wykonywanie wyrobisk podziemnych w górotworze może odbywać się mechanicznie lub ręcznie. Prace ręczne służą głównie jako prace pomocnicze przy ostatecznym przygotowaniu wyrobiska do montażu konstrukcji podziemnej. Prace mechaniczne wykonywane są za pomocą ciężkich maszyn do urabiania gruntu i w mniejszym zakresie masywu skalnego, który najczęściej urabiany jest za pomocą materiałów wybuchowych. W zależności od wielkości drążonego wyrobiska i charakterystyki górotworu w jakim jest ono wykonywane, występowała będzie zmienna potrzeba jego stabilizacji i zabezpieczenia. Im większe jest wyrobisko, które drążone jest w słabym górotworze tym trudniej będzie je zabezpieczyć przed zawałem.

Jednym ze skuteczniejszych sposobów ograniczających w znaczącym stopniu ryzyko zawałem, jest podzielenie przekroju poprzecznego wyrobiska na segmenty, i jego drażnienie etapami. Podczas drażenia niedopuszczalne są jakiegokolwiek samoczynne obwały, lub nadmierne nie przewidziane przemieszczenia górotworu do wyrobiska. Główną zasadą drażenia wyrobisk są bezpieczne, całkowicie kontrolowane procesy urabiania górotworu i stabilizacji wykonanych wyrobisk (Gałczyński, 2001).

Ze względu na czynniki takie jak głębokość posadowienia budowli, warunki geologiczne i geotechniczne, stan wód podziemnych i powierzchniowych, stopień zagrożenia powierzchni terenu, wyróżnia się cztery podstawowe metody wykonywania budowli podziemnych (Gałczyński, 2001):

- metody górnicze
- metody odkrywkowe
- metoda tarczowa
- metody specjalne.

Najważniejsze w aspekcie niniejszego opracowania metody górnicze polegają na wykonywaniu wszystkich prac związanych z drażeniem wyrobisk i wznoszeniem konstrukcji pod ziemią. Za pomocą metod górniczych realizuje się między innymi budowę górskich tuneli komunikacyjnych oraz innych budowli posadowionych głęboko pod powierzchnią terenu w masywach skalnych lub stabilnych i niezawodzonych ośrodkach gruntowych. W trudnych warunkach związanych między innymi z dużym dopływem wody do wyrobiska, metody górnicze mogą być stosowane dopiero po uprzednim uszczelnieniu i ustabilizowaniu górotworu. Podstawową zasadą wykonywania budowli metodami górniczymi, jest zachowanie równowagi stropu wyrobiska po jego odsłonięciu w wyniku robót drażeniowych. Podczas wykonywania prac metodami górniczymi, nie można dopuścić do sytuacji w której mogą wystąpić samorzutne obwały górotworu, które mogłyby stanowić bezpośrednie zagrożenie dla osób pracujących przy drażeniu wyrobiska, a nawet spowodować jego całkowity zawał. Głównymi środkami pozwalającymi zmniejszyć to zagrożenie jest stopniowa rozbudowa wyrobiska i natychmiastowe zabezpieczenie i stabilizacja obudową tymczasową. Roboty wykonuje się segmentami długości od 20 do 30 metrów. Metody podziemne umożliwiają realizację wielu przedsięwzięć techniczno-gospodarczych bez uszczerbku dla terenów już zagospodarowanych. W zależności od zwięzłości i stabilności górotworu można wyróżnić następujące metody stopniowej rozbudowy wyrobiska:

- metoda pełnego przekroju zwana austriacką, która jest przystosowana do drażenia wyrobisk w ustabilizowanym górotworze
- metoda podpartego sklepienia zwana belgijską, która umożliwia drażnienie wyrobiska w utworach niejednorodnych odznaczających się niską wytrzymałością w części stropowej, a dostatecznie mocnym na wysokości ociosów i spągu wyrobiska
- metoda rdzenia oporowego zwana niemiecką stosowana w warunkach górotworu słabego wymagającego natychmiastowego zabezpieczenia

- Nowa Austriacka Metoda Tunelowa (NATM), która jest metodą pełnego przekroju ale stosowaną do różnych rodzajów górotworu poprzez zastosowanie szeregu dodatkowych zabiegów technicznych mających na celu stabilizację wyrobiska.

3. Rodzaje obudów górniczych

Przy wykonywaniu wszystkich konstrukcji podziemnych jedną z najważniejszych czynności jest dobór odpowiedniej obudowy, która będzie spełniać stawiane jej cele, zarówno pod względem konstrukcyjnym jak i technicznym. Głównym celem obudowy wyrobisk podziemnych jest zapewnienie w ustalonym okresie czasu stateczności wyrobiska, które wyraża się w zachowaniu potrzebnych wymiarów jego przekroju poprzecznego ale przede wszystkim, zabezpieczenie ludzi, maszyn i sprzętu przed obrywającymi się z ociosów i stropu odłamkami skalnymi lub zawałami górotworu. Wymienione zagrożenia występujące w podziemnych wyrobiskach wynikają z sukcesywnego deformowania się warstw górotworu na skutek zmian dotychczasowego stanu naprężenia, które jest spowodowane wykonaniem wyrobisk. Obudowa spełnia także wiele innych zadań, do których należy zaliczyć między innymi zamykanie dopływu wody do wyrobiska lub dopuszczenie do jej wypływu w specjalnie określonym miejscu czy niedopuszczenie do wypływu gazów z górotworu. Ponadto obudowa spełnia ważne zadania w wentylacji wyrobisk górniczych takich jak zmniejszenie oporów powietrza przepływającego przez wyrobisko oraz izolacje wyrobisk od ognisk pożarowych. Obudowa zabezpiecza także powierzchnie skalne wyrobiska przed osłabiającym pierwotną wytrzymałość skał powietrzem przepływającym przez wyrobiska.

Wyrobiska dążą się w zmiennych warunkach geologiczno-górniczych i ze względu na to obudowom stawia się pewne wymagania dotyczące ich konstrukcji. Obudowa powinna jak zasadniczo najszybciej rozpocząć współpracę z górotworem po odsłonięciu skał stropowych. W wielu przypadkach, głównie ze względu na trudne warunki geologiczno-górnicze nie można od razu wykonać obudowy stałej i dlatego wykonuje się najpierw obudowę tymczasową. W rezultacie żadna z obudów stosowanych w przemyśle nie przejmuje od razu całkowitego obciążenia, zachowując w górotworze pierwotny stan naprężeń, czyli taki, który istniał przed wykonaniem wyrobiska. Obudowa powinna także przeciwstawiać się ciśnieniu jakie przekazuje na nią górotwór, bez zmiany przekroju poprzecznego wyrobiska, lub ze zmianą jeżeli jest zastosowana specjalna obudowa podatna. Podatność obudowy można uzyskać poprzez sprężyste odkształcenie poszczególnych jej części lub przez wsuwanie się jednych elementów w drugie. Ważne jest także aby każdy z elementów obudowy miał na całej swej powierzchni jednakową podporność w każdym miejscu stykania się z górotworem. Sposób przenoszenia nacisku ma zasadniczy wpływ na późniejszą pracę obudowy, dlatego też bardzo ważnym jest aby zachować jak najbardziej równomierną podporność. Oprócz tego obudowa powinna być możliwie jak najtańsza, a materiał

używany na obudowę powinien być wysokiej jakości. Obudowa nie powinna być także zbyt ciężka, jej kształty nie powinny przeszkadzać w wykonywaniu procesów technologicznych. Każda obudowa musi spełniać także dwa podstawowe warunki. Musi być ona stateczna i wytrzymała. Stateczność obudowy polega na tym że nie powinna ona ulegać dowolnym przesunięciom pod wpływem wywieranego na nią nacisku górotworu. Wytrzymałość obudowy polega na tym że każdy jej element nie powinien ulegać deformacjom plastycznym. Obudowy projektuje się tak aby wytrzymałość poszczególnych elementów była wyższa lub co najmniej równa działającym na obudowę naprężeniom, wywołanym zewnętrznym naciskiem górotworu (Chudek, 1986).

4. Metody obliczania obciążeń działających na obudowę

Rozwiązania projektowe stosowane w budownictwie podziemnym i górnictwie przeprowadza się wykorzystując różnorodne zagadnienia dotyczące oddziaływania górotworu na wykonywane wyrobisko. Najbardziej istotnym parametrem z tym związanym jest określenie charakterystyki obciążenia działającego na obudowę wyrobiska podziemnego. Pierwsze hipotezy dotyczące rozkładu obciążeń działających na konstrukcję podziemną, wykorzystywały w głównej mierze obserwacje zjawisk zachodzących wokół wyrobisk. Przeważająca ilość znanych metod wyznaczania obciążeń jakie działają na obudowy, zakłada że nad wyrobiskiem tworzy się strefa odprężona która w bezpośredni sposób ma wpływ na wielkość sił działających na obudowę. Niektóre metody zakładają, także występowanie parcia bocznego ze strony ociosów. Omówione niżej pokrótce metody wyznaczania obciążeń działających na obudowę stosuje się do konstrukcji posadowionych dość płytko pod powierzchnią terenu (Pytel, 2012). Wśród nich te najważniejsze to:

- Metoda Cymbarewicza, którą stosuje się dla przypadku gdy nad wyrobiskiem tworzy się sklepienie odciążające, a także nie występuje ciśnienie eksploatacyjne lub gdy jego wartość jest tak mała że należy ją pominąć. Dodatkowo model ten stosuje się gdy ociosy nie przejmują w całości ciężaru nadkładu (Pytel, 2012).
- Metoda Bierbaumera, którą wykorzystuje się w przypadku gdy wyrobisko zlokalizowane jest w skałach luźnych i rozdrobnionych, oraz posadowionych względnie płytko.
- Metoda Terzaghiego opracowana dla wyrobisk, które są zlokalizowane płytko, w materiale sypkim lub niespoistym. Model ten zakłada, że w wyniku rozluźnienia gruntu nad wyrobiskiem tworzy się zapadlisko, w którego obszarze występują pionowe płaszczyzny odspojenia.

5. Charakterystyka górotworu IV rzędowego w rozpatrywanym rejonie

5.1. Budowa geologiczna monokliny przedsudeckiej w aspekcie występowania utworów IV rzędowych

Monoklina przedsudecka otoczona jest przez różne jednostki geograficzne. Od południowego zachodu graniczy z blokiem przedsudeckim, a od południowego wschodu z synklinorium szczecińsko-łódzkim. Na zachodzie monoklina łączy się z perykliną Żar, a na wschodzie przechodzi w monoklinę śląsko-krakowską. Podstawę monokliny budują starsze skały krystaliczne i skały osadowe należące do karbonu. Nad nimi występują osady permu i triasu, które zalegają monoklinalnie z niewielkim upadem ku północnemu wschodowi. W południowo wschodniej części monokliny osadziły się utwory górnej kredy, które zalegają na triasie i permie i na starszych skałach bloku przedsudeckiego. Na utworach permo-mezozoicznych zalegają niezgodnie utwory trzeciorzędu i czwartorzędu (Monografia KGHM, 1996).

Utwory czwartorzędu cechują się miąższością od kilku do kilkudziesięciu metrów i odznaczają się niezwykle dużą zmiennością litologiczną. Zmienność tą obserwuje się zarówno w kierunku poziomym jak i pionowym. Na utworach reprezentowanych przez pliocen czyli iłach poznańskich, można zauważyć częste występowanie piasków kwarcowych, które miejscami przechodzą w żwiry kwarcowe. Piaski te zawierają liczne ziarna granitu, lidyty a także piaskowców szarych. Osady dolnego plejstocenu reprezentowane są przez utwory powstałe po przejściu zlodowacenia południowopolskiego. W wyższej części plejstocenu występują piaski szare i złotoszare, które gdzieś przechodzą w żwiry zawierające skalenie, okruchy granitu, lidyty i gnejsy bardzo często pochodzenia skandynawskiego. Na piaskach i żwirach położone są gliny szare, które są przeławiczone piaskami lub żwirkiem. Utwory te najprawdopodobniej należą do stadiału maksymalnego i stadiału Warty zlodowacenia środkowopolskiego. Zauważyć można, że miąższość osadów czwartorzędowych maleje w kierunku wschodnim, a miejscami utwory te całkowicie znikają. Stropowa część czwartorzędu reprezentowana jest przez mułowce szare, piaski, żwiry oraz ily. W niektórych miejscach spotkać można także torfy. Osady holoceni, najczęściej spotyka się w obniżeniach morfologicznych lub w dolinach potoków i rzek (Monografia KGHM, 1996).

5.2 Budowa geologiczna Wrocławia (rys. 1-2)

Wrocław położony jest w dolinie Odry, która w trakcie swojego istnienia wielokrotnie zmieniała swój bieg pozostawiając po sobie różne utwory aluwialne takie jak mułki, piaski i żwiry. Wszystkie te osady zalegają na głębokości do 12 metrów.

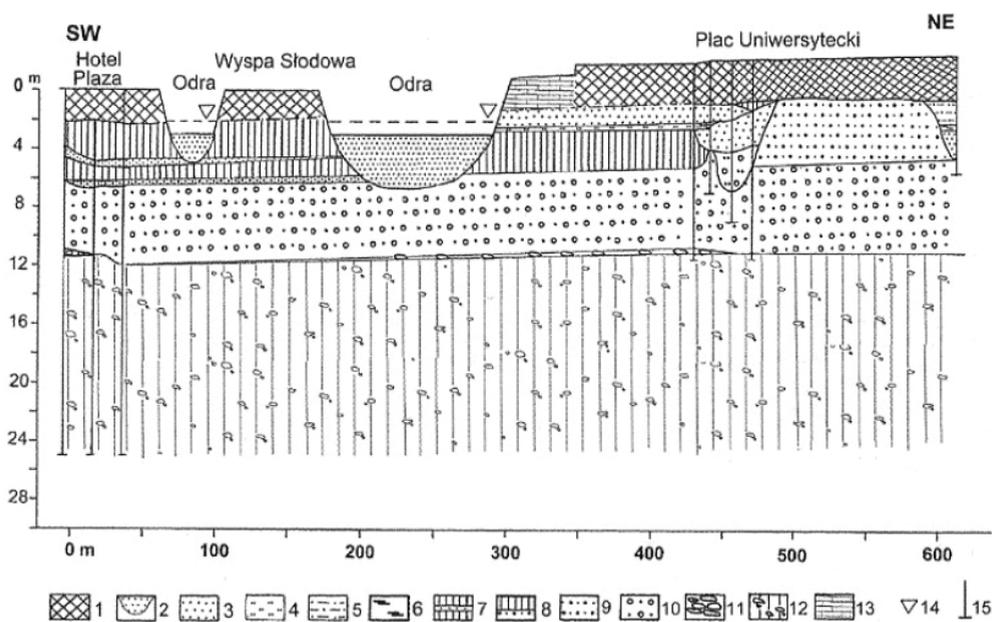
Poniżej tego poziomu występuje już najczęściej glina zwałowa, która w niektórych miejscach jest rozcięta ruchem lodowców. Znaleźć można w niej także soczewki piaszczysto-żwirowe i piaszczysto-gliniaste. Strukturę geologiczną ukształtowały głównie zlodowacenia, które kilkakrotnie swym zasięgiem obejmowały ten obszar (Malewski J.).

By dokładnie zbadać geologię i charakter występowania utworów na terenie Wrocławia, przeprowadzono liczne wiercenia, które skupiały się głównie na rozpoznaniu charakterystyki zalegania gliny zwałowej. Wiercenia wykonane od Poświętnego w kierunku Odry, stwierdziły występowanie rozcięć, w powierzchni gliny zwałowej, które wypełnione są serią vistuliańskich osadów terasowych Odry. Wiercenia wykonane na terenie Ogrodu Botanicznego osiągnęły strop gliny zwałowej na głębokości 14,3 m, co stanowi zbliżoną głębokość występowania stropu gliny w pobliżu Poświętnego. Na głębokości 18,3 m nie osiągnięto jednak jej spągu, tak jak miało to miejsce na Poświętnym. W wierceniach wykonanych w centrum Wrocławia pod Hotelem Park Plaza, między Odrą a ul. Drobnera, poziom glacialny stwierdzono na głębokości 11,5 m. Poziom ten buduje zwięzła glina morenowa o ciemnobrunatnej barwie, która jest przewarstwiona piaskami i gładzikami. W niektórych miejscach poziom gliny nie został przewiercony na głębokości 20-30 m. Stwierdzono że na głębokości od 18,0 do 18,8 m w obrębie gliny występują przewarstwienia, które są zbudowane z otoczków. W centrum miasta poziom gliny nie uległ głębokiemu rozcięciu, ponieważ nie stwierdzono większych deniwelacji w stropie gliny w poszczególnych wierceniach, które były oddalone od siebie o 60-70 m. W lewobrzeżnej części miasta na Placu Uniwersyteckim stwierdzono, że strop gliny morenowej występuje na bardzo zbliżonym poziomie do tego jaki stwierdzono w wierceniach pod Hotelem Park Plaza. Ze względu na brak wierceń na linii koryta Odry, zakłada się, że strop gliny morenowej występuje na podobnej głębokości co w centrum miasta (Malewski J.).

6. Obliczenie obciążeń działających na obudowę sposobem analitycznym

6.1. Określenie parametrów obliczeniowych utworów otaczających konstrukcję

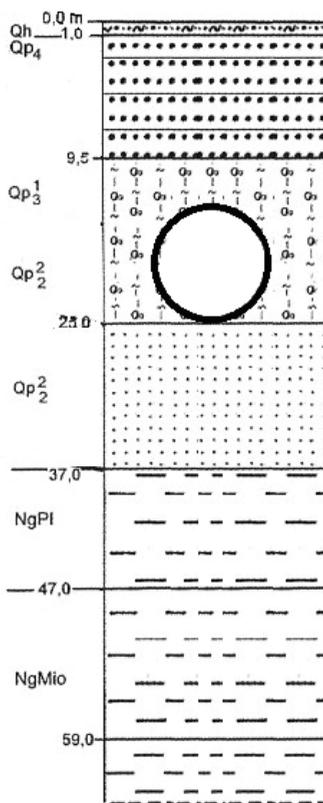
Projektowana konstrukcja podziemna, posadowiona będzie między 18 a 25 metrem pod ziemią na terenie Wrocławia. Dokładniej jest to Wrocław Różanka. Na rys. 3 pokazano umieszczenie konstrukcji oraz charakterystykę geologiczną otaczającego górotworu. Konstrukcja umieszczona została w glinie morenowej ze względu na jej mały współczynnik przepuszczalności. Przepuszczalność warstwy gruntowej ma



Rys. 2. Przekrój geologiczny na linii Hotel Plaza – Uniwersytet Oznaczenia: 1-nasyp mineralno-gruzowy, rzeczne piaski drobnoziarniste, 3-piasek drobnoziarnisty, 4-piasek drobnoziarnisty ze żwirem, 5-namuł, 6- torf, 7-mada z przewarstwieniem piasku drobnego, 8-podmadowe piaski różno- i średnioziarniste (Plejstocen), 9-piaski ze żwirem terasy vistulańskiej, 10-żwiry zapiaszczone, 11-bruk morenowy, 12-glina morenowa stadiału Odry zlodowacenia środkowopolskiego, 13-obudowa ceglana brzegów, 14- średni poziom wody, 15-głębokość wiercenia (Malewski J.)

Do obliczenia obciążeń działających na konstrukcję, na początku niezbędne było określenie parametrów obliczeniowych jakimi charakteryzują się utwory ją otaczające. W tym celu posłużono się danymi dotyczącymi utworów gruntowych zawartych w normie PN-81/B-03020. Dobrane parametry geotechniczne dla poszczególnych warstw gruntowych otaczających konstrukcję zamieszczono w tab. 1.

Następnym krokiem niezbędnym było obliczenie naprężenia pierwotnych występujących w górotworze – tab. 2.



Rys. 3. Profil odwiertu Wrocław Różanka z zaznaczeniem posadowienia wyrobiska. Oznaczenia według rys. 1. (Malewski J.)

Tab. 1 Geotechniczne parametry obliczeniowe utworów otaczających konstrukcję (PN-81-B-03020:1981)

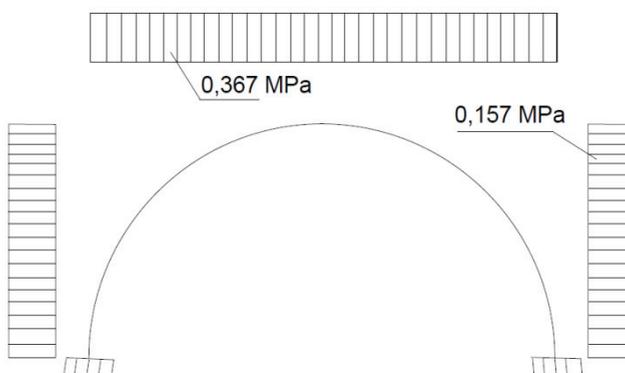
Rodzaj gruntu	Mięższość	Gęstość	Kąt tarcia wewnętrznego	Współczynnik Poissona
	m	t/m ³	°	-
Mada na piaskach średnioziarnistych ze żwirem	1	1,75	35	0,25
Żwir piaszczysty rzeczny terasy vistuliańskiej	8,5	2	40	0,2
Gлина zwałowa młodszego stadiału zlodowacenia	15,5	2,2	25	0,25
Transgresyjne żwiry z domieszką piasku, fluwiogłacjalne	5	2	41	0,2

Tab. 2 Zestawienie naprężeń pierwotnych występujących w górotworze

Rodzaj gruntu	Miąższość	Ciężar właściwy	Liczba Poissona	p_z	p_x	
	m	kN/m ³	-	MPa	Strop	Spąg
Mąda na piaskach średnioziarnistych ze żwirem	1	17,1675	0,25	0,0172	0,0000	0,0057
Żwir piaszczysty rzeczny terasy vistuliańskiej	8,5	19,62	0,2	0,1839	0,0043	0,0460
Glina zwałowa młodszego stadiu zlodowacenia	15,5	21,582	0,25	0,5185	0,0613	0,1728
Żwiry z domieszką piasku, fluwioglacjalne transgresywne	5	19,62	0,2	0,6166	0,1296	0,1541

6.2. Obliczenie obciążeń

Mając dobrane parametry obliczeniowe utworów otaczających konstrukcję, obliczono obciążenia działające na obudowę, wykorzystując do tego metodę Cymbarewicza przystosowaną dla konstrukcji posadowionych na małej głębokości. Wyrobisko będzie miało kształt koła o średnicy 7 metrów i posadowione będzie na głębokości od 18 do 25 metrów pod powierzchnią terenu. Na rys. 4 przedstawiono obciążenia działające na projektowany obiekt.



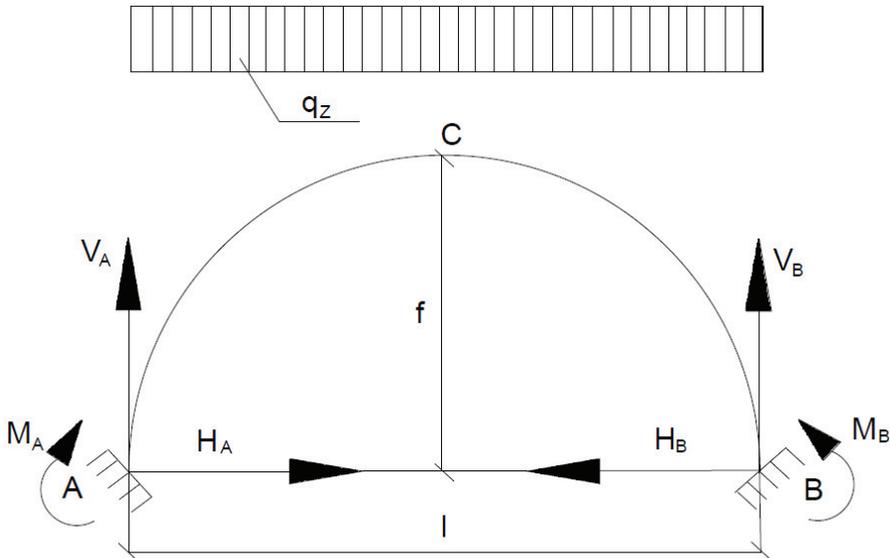
Rys. 4. Wartości obciążeń działających na obudowę

6.3. Projektowanie obudowy

Na kształt obudowy wybrano koło, gdyż technologia jaką najczęściej wykonuje się tunele podziemne na małych głębokościach, do tego posadowione w gruntach, jest metodą tarczową. Technologia ta determinuje zastosowanie obudowy kołowej zamkniętej. Do obliczenia grubości obudowy, zdolnej przenieść działające na nią obciążenia, niezbędne jest przyjęcie modelu, który posłuży do obliczenia działających na konstrukcję reakcji. Założono, że reakcje będą działać tylko na górną część obudowy zamkniętej, stąd do obliczeń przyjęto łuk osadzony na sztywnych podporach. Obliczenia wykonano dla łuku obciążanego w trzech przypadkach. Pierwszym z nich jest obciążenie łuku z góry, które odzwierciedla działające na konstrukcję ciśnienie stropowe. W drugim i trzecim przypadku łuk został obciążony raz z lewej i raz z prawej strony, co symuluje działające na konstrukcję ciśnienie ociosowe.

Obliczanie reakcji dla pierwszego przypadku

W pierwszej kolejności zamieniono statyczne obciążenie stropowe wyliczone z modelu Cymbarewicza, podane w N/m^2 na obciążenie ciągłe wyrażone w N/m . Dokonano tego mnożąc wyliczone ciśnienie stropowe przez 1 metr (rys. 5).



Rys. 5. Schemat obciążenia obudowy wywołany ciśnieniem stropowym

Reakcje pionowe obliczono korzystając ze wzoru:

$$V = \frac{q_z \cdot l}{2}, \quad N \quad (1)$$

gdzie: q_z – obciążenie stropowe, N/m ; l – szerokość łuku między podporami, m.

Po podstawieniu danych do wzoru otrzymano:

$$V = \frac{367\,384,5 \cdot 7}{2} = 1\,285\,845,75 \text{ N} \quad (2)$$

Reakcje poziome obliczono ze wzoru:

$$H = \frac{q_z \cdot l^2}{8 \cdot f} \cdot \frac{1}{1+V}, \text{ N} \quad (3)$$

gdzie: q_z – obciążenie stropowe, N/m; l – szerokość łuku między podporami, m; f – wysokość łuku, m; V – reakcja pionowa na podporze, N.

Po podstawieniu danych do wzoru otrzymano:

$$H = \frac{367\,384,5 \cdot 7^2}{8 \cdot 3,5} \cdot \frac{1}{1+1\,285\,845,75} = 0,49 \text{ N} \quad (4)$$

Momenty na podporach obliczono ze wzoru:

$$M = \frac{q_z \cdot l^2}{12} \cdot \frac{V}{1+V}, \text{ Nm} \quad (5)$$

gdzie: q_z – obciążenie stropowe, N/m; l – szerokość łuku między podporami, m; V – reakcja pionowa na podporze, N.

Po podstawieniu danych do wzoru otrzymano:

$$M = \frac{367\,384,5 \cdot 7^2}{12} \cdot \frac{1\,285\,845,75}{1+1\,285\,845,75} = 1\,500\,152,21 \text{ Nm} \quad (6)$$

Moment w punkcie C wywołany pod wpływem obciążenia stropowego obliczono ze wzoru:

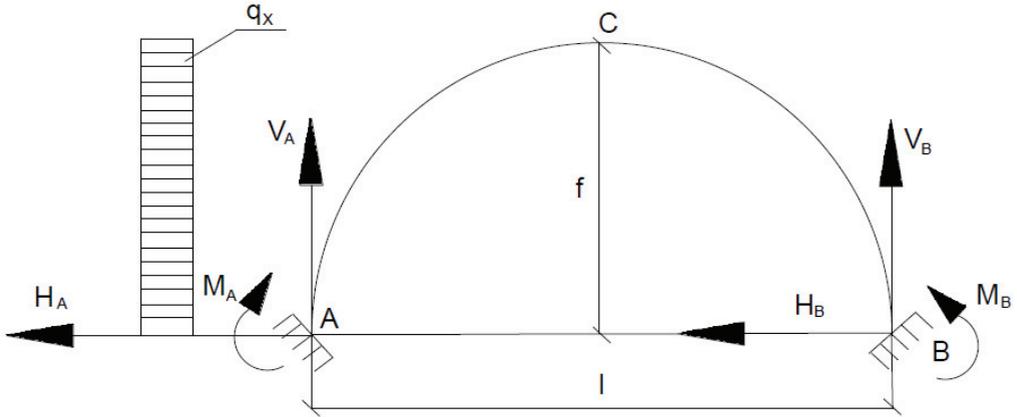
$$M_c = \frac{q_z \cdot l^2}{24} \cdot \frac{V}{1+V}, \text{ Nm} \quad (7)$$

gdzie: q_z – obciążenie stropowe, N/m; l – szerokość łuku między podporami, m; V – reakcja pionowa na podporze, N.

Po podstawieniu danych do wzoru otrzymano:

$$M_c = \frac{367\,384,5 \cdot 7^2}{24} \cdot \frac{1\,285\,845,75}{1+1\,285\,845,75} = 750\,076,1 \text{ Nm} \quad (8)$$

Obliczenie reakcji dla drugiego przypadku



Rys. 6. Schemat obciążenia obudowy wywołany ciśnieniem ociosowym z lewej strony

Reakcje pionowe na podporach obliczono ze wzoru:

$$V = \frac{q_x \cdot f^2}{4 \cdot l}, N \quad (9)$$

gdzie: q_x – obciążenie ociosowe, N/m; l – szerokość łuku między podporami, m; f – wysokość łuku, m.

Podstawiając dane do wzoru otrzymano:

$$V = \frac{157\,113,41 \cdot 3,5^2}{4 \cdot 7} = 68\,737,12\,N \quad (10)$$

Reakcję boczną w punkcie A obliczono ze wzoru:

$$H_A = \frac{11}{14} q_x \cdot f, N \quad (11)$$

gdzie: q_x – obciążenie ociosowe, N/m; f – wysokość łuku, m.

Podstawiając dane do wzoru otrzymano:

$$H_A = \frac{11}{14} \cdot 157\,113,41 \cdot 3,5 = 432\,061,88\,N \quad (12)$$

Reakcję boczną w punkcie B obliczono ze wzoru:

$$H_B = \frac{3}{14} q_x \cdot f, N \quad (13)$$

gdzie: q_x – obciążenie ociosowe, N/m; f – wysokość łuku, m.

Podstawiając dane do wzoru otrzymano:

$$H_B = \frac{3}{14} \cdot 157\,113,41 \cdot 3,5 = 117\,835,06\,N \quad (14)$$

Moment w punkcie A obliczono ze wzoru:

$$M_A = -\frac{51}{280} q_x \cdot f^2, Nm \quad (15)$$

gdzie: q_x – obciążenie ociosowe, N/m; f – wysokość łuku, m.

Podstawiając dane do wzoru otrzymano:

$$M_A = -\frac{51}{280} 157\,113,41 \cdot 3,5^2 = -350\,559,3 Nm \quad (16)$$

Moment w punkcie B obliczono ze wzoru:

$$M_B = \frac{19}{280} q_x \cdot f^2, Nm \quad (17)$$

gdzie: q_x – obciążenie ociosowe, N/m; f – wysokość łuku, m.

Podstawiając dane do wzoru otrzymano:

$$M_B = \frac{19}{280} \cdot 157\,113,41 \cdot 3,5^2 = 130\,600,52 Nm \quad (18)$$

Moment w punkcie C wywołany działaniem ciśnienia ociosowego z lewej strony obliczono ze wzoru:

$$M_C = -\frac{3}{140} q_x \cdot f^2, Nm \quad (19)$$

gdzie: q_x – obciążenie ociosowe, N/m; f – wysokość łuku, m.

Podstawiając dane do wzoru otrzymano:

$$M_C = -\frac{3}{140} 157\,113,41 \cdot 3,5^2 = -41\,242,27 Nm \quad (20)$$

Obliczenia reakcji dla trzeciego przypadku

Tak jak w dwóch poprzednich przypadkach należało zamienić statyczne ciśnienie ociosowe wyrażone w N/m^2 , na obciążenie ciągłe wyrażone w N/m. Dokonano tego mnożąc ciśnienie ociosowe przez 1 metr.

Reakcje pionowe na podporach obliczono ze wzoru:

$$V = \frac{q_x \cdot f^2}{4 \cdot l}, N \quad (21)$$

gdzie: q_x – obciążenie ociosowe, N/m; l – szerokość łuku między podporami, m; f – wysokość łuku, m.

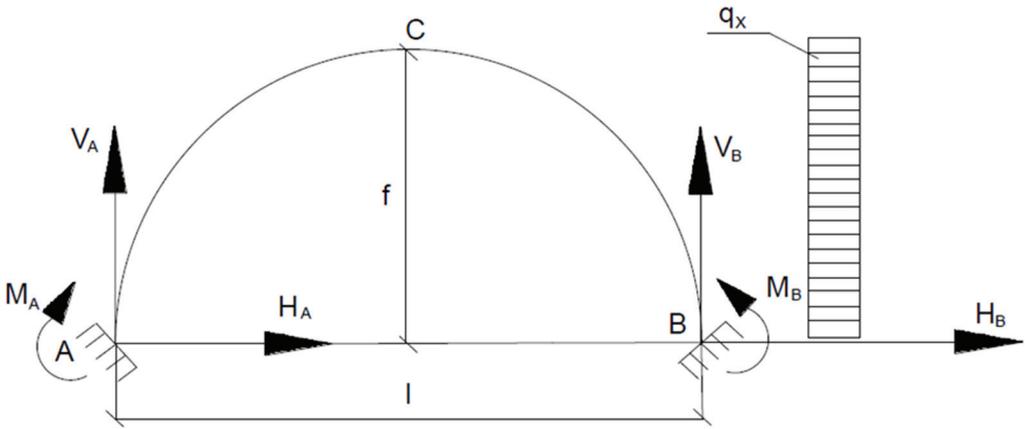
Podstawiając dane do wzoru otrzymano:

$$V = \frac{157\,113,41 \cdot 3,5^2}{4 \cdot 7} = 68\,737,12 N \quad (22)$$

Reakcję boczną w punkcie A obliczono ze wzoru:

$$H_A = \frac{3}{14} q_x \cdot f, N \quad (23)$$

gdzie: q_x – obciążenie ociosowe, N/m; f – wysokość łuku, m.



Rys. 7 Schemat obciążenia obudowy wywołany ciśnieniem ociosowym z prawej strony

Podstawiając dane do wzoru otrzymano:

$$H_A = \frac{3}{14} \cdot 157\,113,41 \cdot 3,5 = 117\,835,06\,N \quad (24)$$

Reakcję boczną w punkcie B obliczono ze wzoru:

$$H_B = \frac{11}{14} q_x \cdot f, N \quad (25)$$

gdzie: q_x – obciążenie ociosowe, N/m; f – wysokość łuku, m.

Podstawiając dane do wzoru otrzymano:

$$H_B = \frac{11}{14} \cdot 157\,113,41 \cdot 3,5 = 432\,061,88\,N \quad (26)$$

Moment w punkcie A obliczono ze wzoru:

$$M_A = \frac{19}{280} q_x \cdot f^2, Nm \quad (27)$$

gdzie: q_x – obciążenie ociosowe, N/m; f – wysokość łuku, m.

Podstawiając dane do wzoru otrzymano:

$$M_A = \frac{19}{280} \cdot 157\,113,41 \cdot 3,5^2 = 130\,600,52\,Nm \quad (28)$$

Moment w punkcie B obliczono ze wzoru:

$$M_B = -\frac{51}{280} q_x \cdot f^2, Nm \quad (29)$$

gdzie: q_x – obciążenie ociosowe, N/m; f – wysokość łuku, m.

Podstawiając dane do wzoru otrzymano:

$$M_B = -\frac{51}{280} 157\,113,41 \cdot 3,5^2 = -350\,559,3 \text{ Nm} \quad (30)$$

Moment w punkcie C wywołany działaniem ciśnienia ociosowego z prawej strony obliczono ze wzoru:

$$M_c = -\frac{3}{140} q_x \cdot f^2, \text{ Nm} \quad (31)$$

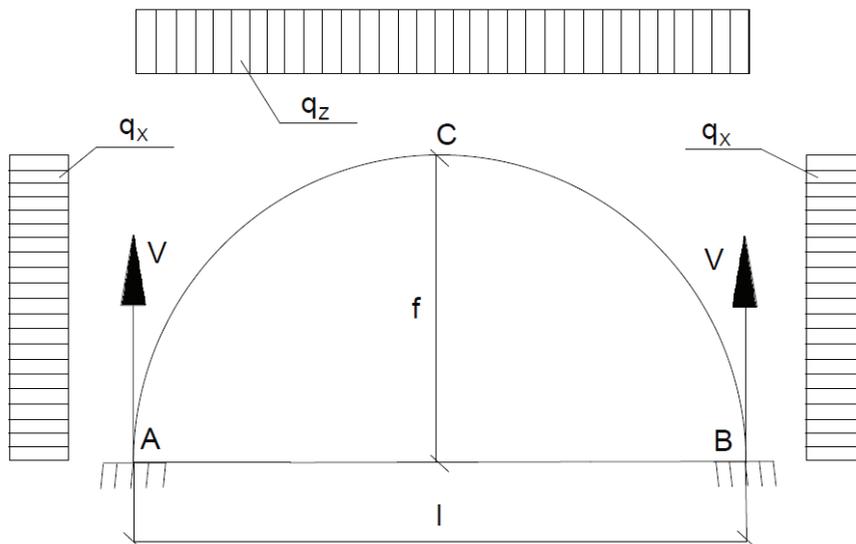
gdzie: q_x – obciążenie ociosowe, N/m; f – wysokość łuku, m.

Podstawiając dane do wzoru otrzymano:

$$M_c = -\frac{3}{140} 157\,113,41 \cdot 3,5^2 = -41\,242,27 \text{ Nm} \quad (32)$$

6.4. Wyznaczenie grubości obudowy

Grubość obudowy wyznaczono na podstawie zsumowanych reakcji wyznaczonych dla trzech powyższych przypadków. Obliczenia przeprowadzono dla dwóch punktów, by sprawdzić czy obudowa przeniesie wywołane w niej naprężenia, w części stropowej (punkt C), oraz u podstawy (punkt A).



Rys. 8. Schemat obciążenia obudowy wywołany ciśnieniem stropowym i ociosowym

Obliczenia dla punktu C

Zsumowany moment całkowity działający w punkcie C obliczono ze wzoru:

$$M_c = \frac{q_z \cdot l^2}{24} \cdot \frac{V}{1+V} - \frac{6}{140} q_x \cdot f^2, Nm \quad (33)$$

gdzie: q_z – obciążenie stropowe, N/m; q_x – obciążenie ociosowe, N/m; l – szerokość łuku między podporami, m; f – wysokość łuku, m; V – reakcja pionowa na podporze, N.

Po podstawieniu danych do wzoru otrzymano:

$$M_c = \frac{367\,384,5 \cdot 7^2}{24} \cdot \frac{1\,285\,845,75}{1+1\,285\,845,75} - \frac{6}{140} 157\,113,41 \cdot 3,5^2 = 667\,591,56 Nm$$

Zsumowaną siłę boczną działającą w punkcie C obliczono ze wzoru:

$$H_c = \frac{q_z \cdot l^2}{8f} \cdot \frac{1}{1+V} + \frac{6}{14} q_x \cdot f, N \quad (34)$$

gdzie: q_z – obciążenie stropowe, N/m; q_x – obciążenie ociosowe, N/m; l – szerokość łuku między podporami, m; f – wysokość łuku, m; V – reakcja pionowa na podporze, N.

Po podstawieniu danych do wzoru otrzymano:

$$H_c = \frac{367\,384,5 \cdot 7^2}{8 \cdot 3,5} \cdot \frac{1}{1+1\,285\,845,75} + \frac{6}{14} \cdot 157\,113,41 \cdot 3,5 = 235\,670,62 N$$

Aby sprawdzić czy obudowa przeniesie zadane obciążenia w punkcie C, wstępnie ustalono długość odcinka przekroju $b = 1$ m, oraz wysokość (która stanowi grubość obudowy) $h = 0,5$ m. Jako materiał wybrano beton C20/25 (oznaczenie według normy PN-EN 206-1), który charakteryzuje się wytrzymałością na ściskanie równą 20 MPa, dla próbki walcowej. Aby obudowa zniosła wywołane w niej naprężenia musi zostać spełniony warunek:

$$\sigma_{cmax} = \frac{M_c \cdot 6}{b \cdot h^2} + \frac{H_c}{b \cdot h} \leq \sigma_{beton}, MPa$$

gdzie: M_c – zsumowany moment całkowity dla punktu C, N/m; H_c – zsumowana siła boczna w punkcie C, N; b – długość odcinka przekroju, m; h – wysokość odcinka przekroju (grubość obudowy), m; σ_{beton} – wytrzymałość betonu na ściskanie, N/m².

Po podstawieniu danych do wzoru otrzymano:

$$\sigma_{cmax} = \frac{667\,591,56 \cdot 6}{1 \cdot 0,5^2} + \frac{235\,670,62}{1 \cdot 0,5} = 16,49 MPa \leq 20 MPa$$

Warunek został spełniony, co oznacza, że obudowa o grubości 50 centymetrów wykonana z betonu klasy C20/25 przeniesie naprężenia, które wystąpią w niej w części stropowej pod wpływem działających obciążeń.

Obliczenia dla punktu A

Zsumowany moment całkowity działający w punkcie A obliczono ze wzoru:

$$M_A = \frac{51}{280} q_x \cdot f^2 + \frac{19}{280} q_x \cdot f^2, Nm \quad (35)$$

gdzie: q_x – obciążenie ociosowe, N/m, f – wysokość łuku, m.

Po podstawieniu danych do wzoru otrzymano:

$$M_A = \frac{51}{280} 157\,113,41 \cdot 3,5^2 + \frac{19}{280} 157\,113,41 \cdot 3,5^2 = 481\,159,83 \text{ Nm}$$

Zsumowaną siłę pionową działającą w punkcie A obliczono ze wzoru:

$$V_A = \frac{q_x \cdot f^2}{4l} + \frac{q_z \cdot l}{2}, N \quad (36)$$

gdzie: q_z – obciążenie stropowe, N/m; q_x – obciążenie ociosowe, N/m; l – szerokość łuku między podporami, m; f – wysokość łuku, m.

Po podstawieniu danych do wzoru otrzymano:

$$V_A = \frac{157\,113,41 \cdot 3,5^2}{4 \cdot 7} + \frac{367\,384,5 \cdot 7}{2} = 1\,423\,319,99 \text{ N} \quad (37)$$

By sprawdzić czy obudowa przeniesie zadane obciążenia w punkcie A, wstępnie ustalono długość odcinka przekroju $b = 1$ m, oraz wysokość (która stanowi grubość obudowy) $h = 0,5$ m. Jako materiał wybrano beton C20/25 (oznaczenie według normy PN-EN 206-1), który charakteryzuje się wytrzymałością na ściskanie równą 20 MPa, dla próbki walcowej. Aby obudowa zniosła wywołane w niej naprężenia musi zostać spełniony warunek:

$$\sigma_{Amax} = \frac{M_A \cdot 6}{b \cdot h^2} + \frac{V_A}{b \cdot h} \leq \sigma_{beton}, \text{ MPa}$$

gdzie: M_A – zsumowany moment całkowity dla punktu A, Nm; V_A – zsumowana siła pionowa w punkcie A, N; b – długość odcinka przekroju, m; h – wysokość odcinka przekroju (grubość obudowy), m; σ_{beton} – wytrzymałość betonu na ściskanie, N/m².

Po podstawieniu danych do wzoru otrzymano:

$$\sigma_{cmax} = \frac{481\,159,83 \cdot 6}{1 \cdot 0,5^2} + \frac{1\,423\,319,99}{1 \cdot 0,5} = 14,39 \text{ MPa} \leq 20 \text{ MPa}$$

Warunek został spełniony, co oznacza, że obudowa o grubości 50 centymetrów wykonana z betonu klasy C20/25 przeniesie naprężenia, które wystąpią w niej na podporach pod wpływem działających obciążeń.

7. Budowa alternatywnego modelu obliczeniowego bazującego na metodzie elementów skończonych

7.1. Opis programu Phase2 oraz wykonanie modelu

Model otoczenia oraz tunelu, na którym została przeprowadzona metoda elementów skończonych został wykonany w programie Phase2. Jest on dwuwymiarowym programem wykorzystującym metodę elementów skończonych, stosowany do

modelowania w skałach i gruncie. Może być używany do rozwiązywania różnych projektów inżynierskich zawierających modelowanie wkopów, stateczność skarp, przepływ wody gruntowej, analizę probabilistyczną czy analizę dynamiczną. Kompleksowe i wielopoziomowe modele mogą być łatwo tworzone i analizowane. Są to między innymi tunele w słabych i skonsolidowanych gruntach, podziemne wyrobiska, kopalnie odkrywkowe i skarpy. Phase2 oferuje, także szeroki zakres wsparcia modelowania. Elementy takie jak beton, stal, ściany oporowe, pale, obudowy powłokowe, mogą być łatwo dodane do modelu. Narzędzia elementów liniowych pozwalają determinować współczynniki bezpieczeństwa dla różnego rodzaju materiałów.

Pierwszym elementem tworzenia modelu było zdefiniowanie założeń podstawowych. Modelowany będzie tunel o przekroju kołowym i o promieniu 3,5 m. Siatka elementów skończonych tworzących model zbudowana będzie z 6-węzłowych trójkątów, by zapewnić odpowiednią dokładność rozwiązań. Rodzaj siatki ustala się w oknie programu Mesh Setup.

Następnym krokiem było wprowadzenie do programu parametrów wytrzymałościowych i odkształceniowych gruntów, zamieszczonych w tabeli 3, które pozwolą na stworzenie otoczenia, w którym będzie posadowione wyrobisko. Poniższe ilustracje pokazują etapy wprowadzania do programu parametrów poszczególnych warstw.

Kolejnym etapem było uwzględnienie odległości od czoła tunelu. Ponieważ zanim dojdzie do instalacji obudowy, w tunelu obserwuje się deformacje.

Tab.3. Parametry wytrzymałościowe i odkształceniowe gruntów

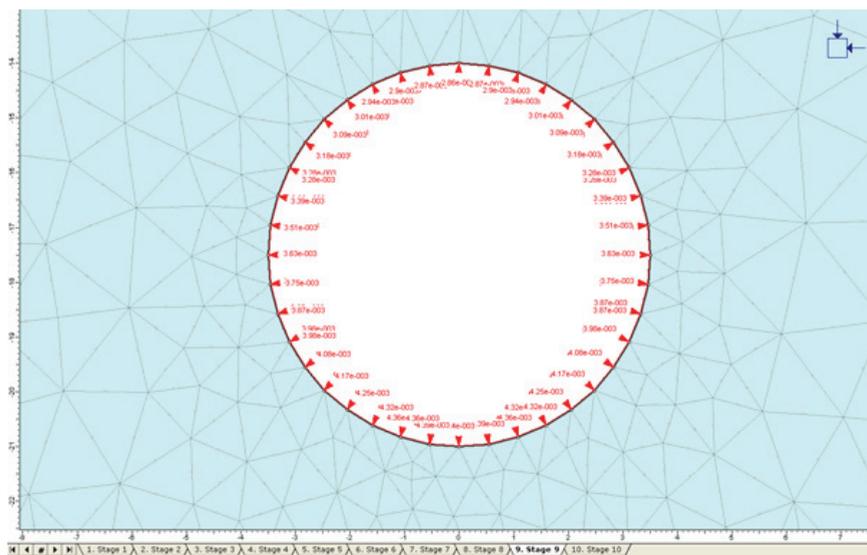
Grunt	Materiał	Mięższość	Moduł sprężystości Young'a E_s	Współczynnik Poissona ν	Kąt tarcia wewnętrzny	Kohezja
		m	MPa	-	°	MPa
Mada	Sprężysto – idealnie plastyczny	1,0	115	0,25	0,25	0
Żwir piaszczysty	Sprężysto – idealnie plastyczny	8,5	180	0,20	0,20	0
Gлина zwałowa	Sprężysto – idealnie plastyczny	15,5	67	0,25	0,25	50
Żwir	Sprężysto – idealnie plastyczny	12,0	180	0,20	0,20	0

Wielkość tych deformacji zależy od odległości od czoła tunelu. Obudowy nie można montować zaraz po wykonaniu wyrobiska, dlatego założono, że będzie ona instalowana 2 m za czołem tunelu. Deformacje tunelu przed instalacją obudowy

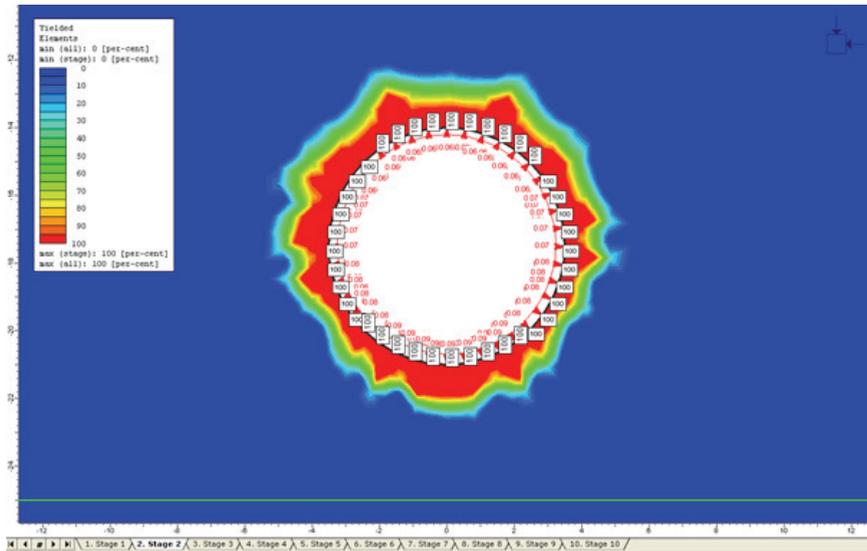
obliczone zostały z wykorzystaniem metody Vlachopoulosa i Diederichsa. Poprzez dodanie obciążenia na obudowie tunelu o wartości stanowiącej odsetek wartości naprężenia in situ, w kierunku odpowiadającym kierunkowi działania naprężeń in situ, ustala się równowagę pomiędzy naprężeniami w górotworze a ciśnieniem wewnątrz tunelu, symulując jednocześnie wpływ bliskości czoła tunelu na deformacje. Usunięcie obciążenia symuluje postęp czoła tunelu na znaczną odległość od rozpatrywanego przekroju przez tunel. Obciążenie dodano w oknie Add Distributed Load programu Phase2.

Następnie przeprowadzono 10-etapową analizę, gdzie w kolejnych etapach wartość ciśnienia wewnętrznego będzie stopniowo redukowana z wykorzystaniem współczynników (1;0,8;0,4;0,2;0,1;0,08;0,04;0,02;0,01;0), przy czym współczynnik 1 oznacza, że wartość ciśnienia wewnętrznego będzie równa wartości naprężenia w górotworze, a 0 oznacza brak działania ciśnienia wewnętrznego (patrz rys. 9).

Na poniższych przedstawiono wpływ wartości współczynnika ciśnienia wewnętrznego na kształtowanie się strefy uplastycznienia wokół wyrobiska (np. rys. 10).



Rys. 9. Przykładowe wartości ciśnienia wewnętrznego dla pierwszego etapu analizy (współczynnik ciśnienia równy 0,2)

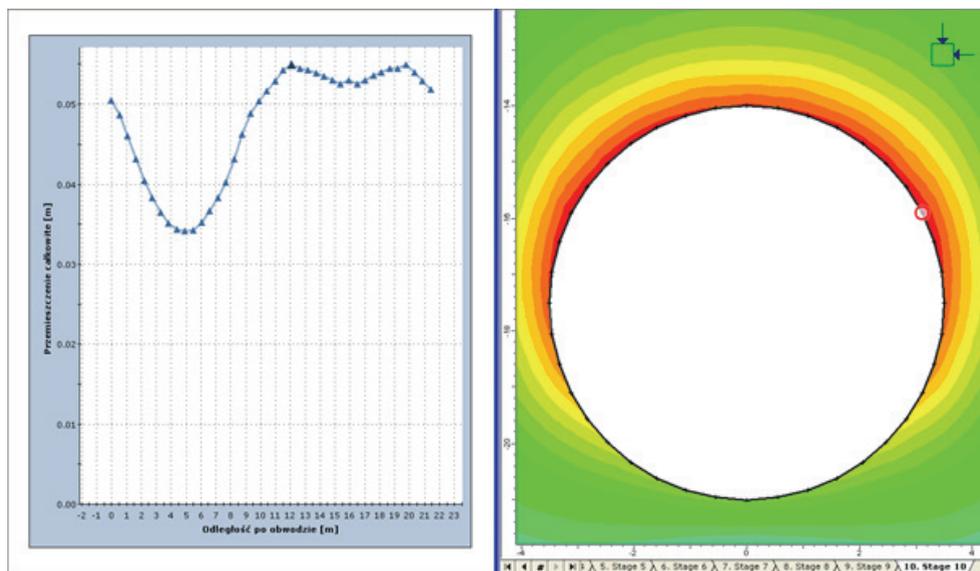


Rys. 10. Zasięg strefy uplastycznienia dla pierwszego etapu analizy (współczynnik ciśnienia równy 0,2)

Kolejnym krokiem było obliczenie deformacji tunelu w miejscu instalacji obudowy. Aby obliczyć deformację tunelu w miejscu instalacji obudowy, należy skorzystać z empirycznych zależności wyznaczonych przez Vlachopoulos i Diederichsa. By móc skorzystać z ich metody, należy określić dwie wartości z wykorzystaniem analizy metodą elementów skończonych:

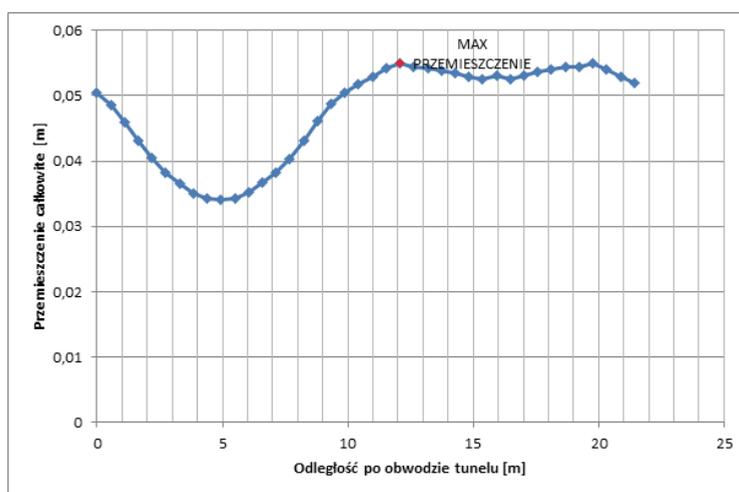
- maksymalne przemieszczenie konturu tunelu w przekroju znacznie oddalonym od czoła tunelu
- promień zasięgu strefy uplastycznienia wokół tunelu w przekroju znacznie oddalonym od czoła tunelu.

Obie te wartości można wyznaczyć wykorzystując analizę w płaskim stanie odkształcenia przy zerowym ciśnieniu wewnętrznym, wewnątrz wyrobiska. Takim stanowi odpowiada model w fazie X. Z programu Phase2 odczytano maksymalne przemieszczenie konturu $u_{\max} = 0,0654992$ m. Miejsce wystąpienia maksymalnego przemieszczenia konturu wyrobiska przedstawiają poniższe rysunki (rys. 11,12).

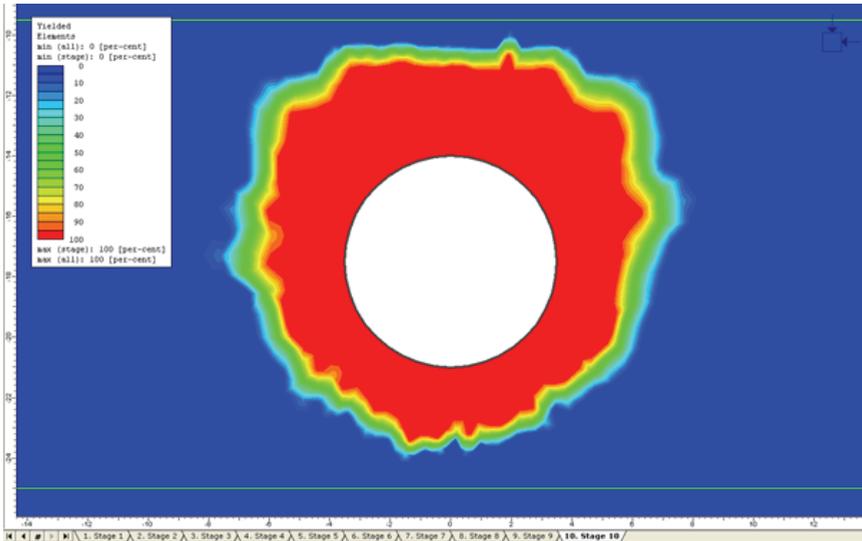


Rys. 11. Miejsce wystąpienia największego przemieszczenia konturu wyrobiska

Z programu odczytano, także promień strefy uplastycznienia, którego zasięg wyniósł około 7 m. Zasięg strefy uplastycznienia dla X fazy analizy przedstawia rysunek 13.



Rys. 12. Miejsce wystąpienia największego przemieszczenia konturu wyrobiska w odniesieniu do odległości po obwodzie tunelu



Rys. 13. Zasięg strefy uplastycznienia

Po odczytaniu wymaganych wartości można przejść do zastosowania empirycznych zależności Vlachopoulosa i Diederichsa (www.rocscience.com).

$$D_t = \frac{L_t}{r_t} [-] \quad (38)$$

gdzie: D_t – stosunek odległości od czoła tunelu do promienia tunelu, L_t – odległość od czoła tunelu, m; r_t – promień tunelu, m.

Po podstawieniu otrzymujemy:

$$D_t = \frac{2}{3,5} = 0,57 \quad (39)$$

Następnie obliczono:

$$P_t = \frac{P_r}{r_t} [-] \quad (40)$$

gdzie: P_t – stosunek promienia strefy uplastycznienia do promienia tunelu, P_r – promień strefy uplastycznienia, m; r_t – promień tunelu, m.

Po podstawieniu otrzymujemy:

$$P_t = \frac{7}{3,5} = 2 \quad (41)$$

Po wyliczeniu powyższych wartości odczytano wartości przemieszczenia konturu tunelu w odległości 2 m od czoła tunelu z wykorzystaniem wykresu Vlachopoulosa i Diederichsa (rys. 14).

Stosunek przemieszczenia do maksymalnego przemieszczenia odczytany z wykresu wynosi 0,5. Aby wyznaczyć wartość przemieszczenia dla odległości 2 m od czoła

tunelu należy pomnożyć wartość odczytaną z wykresu z maksymalnym przemieszczeniem, jakie wystąpiło na konturze wyrobiska.

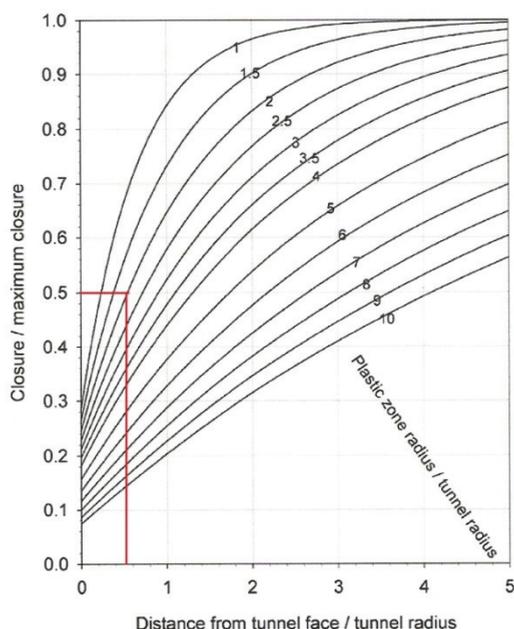
$$u = C \cdot u_{max}, m \quad (42)$$

gdzie: u – wartość przemieszczenia 2 m za tunelem, m; C – stosunek przemieszczenia do maksymalnego przemieszczenia odczytany z wykresu, u_{max} – wartość maksymalnego przemieszczenia na konturze wyrobiska, m.

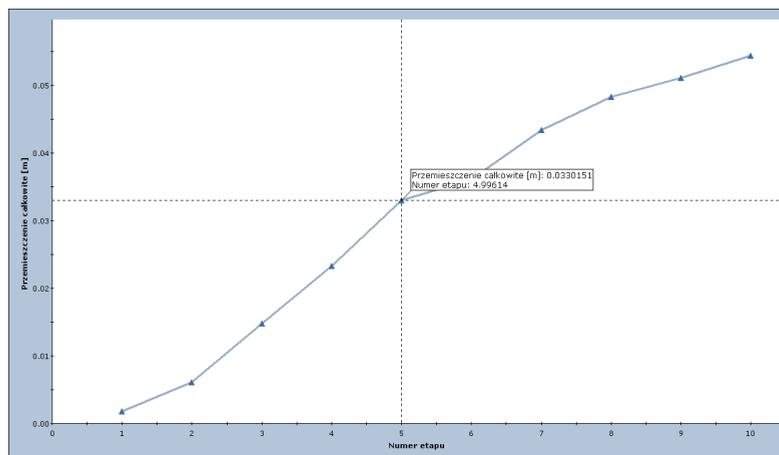
Po podstawieniu otrzymujemy:

$$u = 0,5 \cdot 0,0654992 = 0,0327 m \quad (43)$$

Wynika z tego, że dany punkt na konturze tunelu przemieści się o 0,033 m zanim zostanie zainstalowana obudowa. Następnym krokiem było wyznaczenie ciśnienia wewnętrznego w tunelu, przy którym wystąpi przemieszczenie 0,033 m w danym punkcie na prawym odciosie. W celu określenia wartości ciśnienia wewnętrznego, przy którym występuje przemieszczenie 0,033 m, opracowano wykres przemieszczeń w kolejnych 10 etapach analizy określonego punktu na prawym odciosie tunelu.



Rys. 14. Wykres Vlachopoulos i Diederichsa (<https://www.rocsience.com/rocsience/products/rs2>)



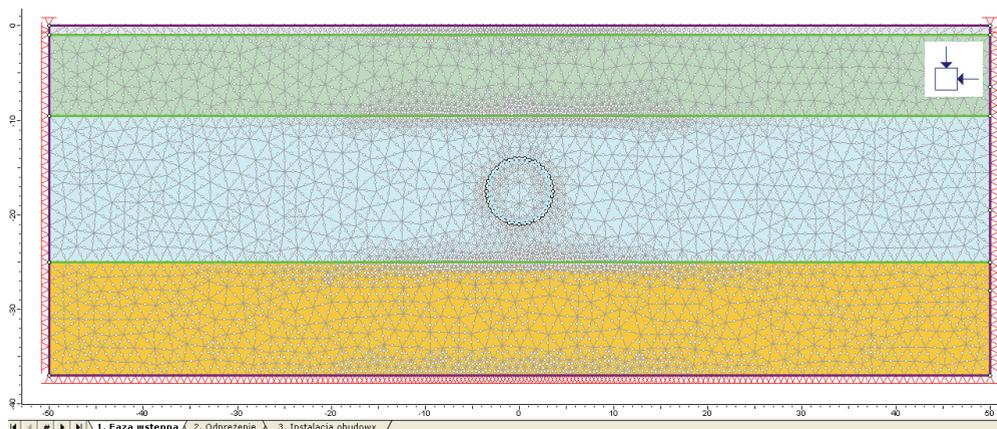
Rys. 15. Wykres przemieszczeń w kolejnych dziesięciu etapach analizy

W etapie 5 przemieszczenia wybranego punktu na prawym odciosie tunelu osiągają 0,033 m, a to odpowiada współczynnikowi ciśnienia równemu 0,1. W związku z tym w kolejnej analizie zostanie wykorzystany model z etapu 5, dla którego obserwowane są maksymalne przemieszczenia 0,033 m w określonym punkcie na obwodzie tunelu.

7.2. Określenie poziomu wyężenia obudowy i oszacowanie współczynników bezpieczeństwa dla wykorzystanych modeli obliczeniowych

Obliczenia zostały przeprowadzone dla gruntu niezawodnionego i zawodnionego. Instalacja obudowy będzie przeprowadzana 2 m od czoła tunelu. Pierwszą z analizowanych obudów była obudowa betonowa. Założono, że jej grubość wynosi 0,5 m, oraz, że będzie ona wykonana z betonu klasy B25 (do konstrukcji poddanych obciążeniom wielokrotnie zmiennym).

Na poniższym rysunku przedstawiony został model fazy wstępnej, bez wykonanego w nim wyrobiska.



Rys. 16. Model wstępny otoczenia tunelu

Obliczenia przeprowadzone za pomocą programu Phase2 dla wyrobiska bez obudowy w gruncie niezawodnionym wykazują że uplastycznieniu ulegnie 614 elementów siatki ES, maksymalne przemieszczenie konturu wyrobiska wyniesie 0,054992 m, a tunel zmieni swoje wymiary o 2,00244%.

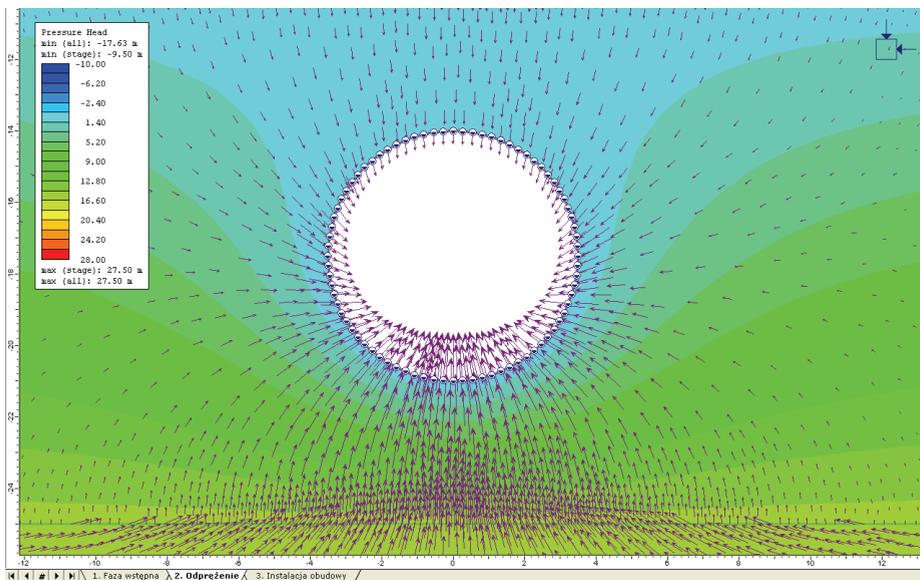
Następnie przeprowadzono analizę dla wyrobiska z zastosowaną obudową betonową. Określono tu również zasięg strefy plastycznej wokół wyrobiska po zainstalowaniu obudowy betonowej w gruncie niezawodnionym.

Kolejnym etapem było przeprowadzenie obliczeń dla stworzonego modelu znajdującego się w gruncie zawodnionym. Przeanalizowano stan ustalonego przepływu wody w masywie gruntowym, w celu określenia rozkładu ciśnień porowych w oparciu o warunki brzegowe określone dla wód podziemnych. Ustalono, że zwierciadło wody będzie znajdować się na głębokości 9,5 m pod powierzchnią terenu na granicy warstw żwiru piaszczystego i gliny zwałowej. Określono warunki brzegowe dla lewej i prawej krawędzi modelu. Założono, że wysokość hydrauliczna będzie równoznaczna z rzędnią zwierciadła wody równą -9,5 m, co wynika z konstrukcji modelu. Ustalono ciśnienie równe 0 na powierzchni tunelu, czyli zamodelowano obudowę przepuszczalną. Ustalono także parametry hydrauliczne gruntu, które zebrano w tabeli 5.

Tab. 5. Parametry hydrauliczne gruntu

Grunt	Materiał	Mięszkość	Współczynnik filtracji K_s
		m	m/s
Mada	Suchy	1,0	10^{-4}
Żwir piaszczysty	Suchy	8,5	10^{-8}
Gлина zwałowa	Nasycony	15,5	10^{-4}
Żwir	Nasycony	12,0	10^{-4}

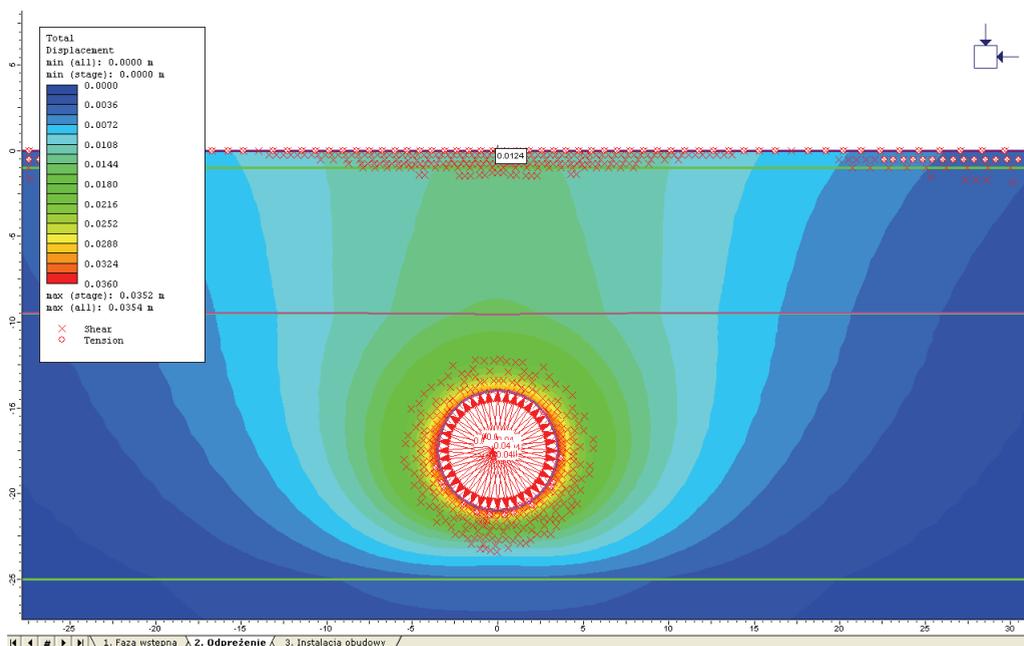
Obliczenia wskazują, że w wyniku wydrążenia wyrobiska nastąpi intensywny dopływ wody do jego wnętrza.



Rys. 17. Trajektorie przepływu wód podziemnych

Zniszczeniu w wyniku ścinania ulega masyw gruntowy wokół tunelu i na powierzchni terenu. Także tam zniszczenie nastąpi na skutek rozciągania.

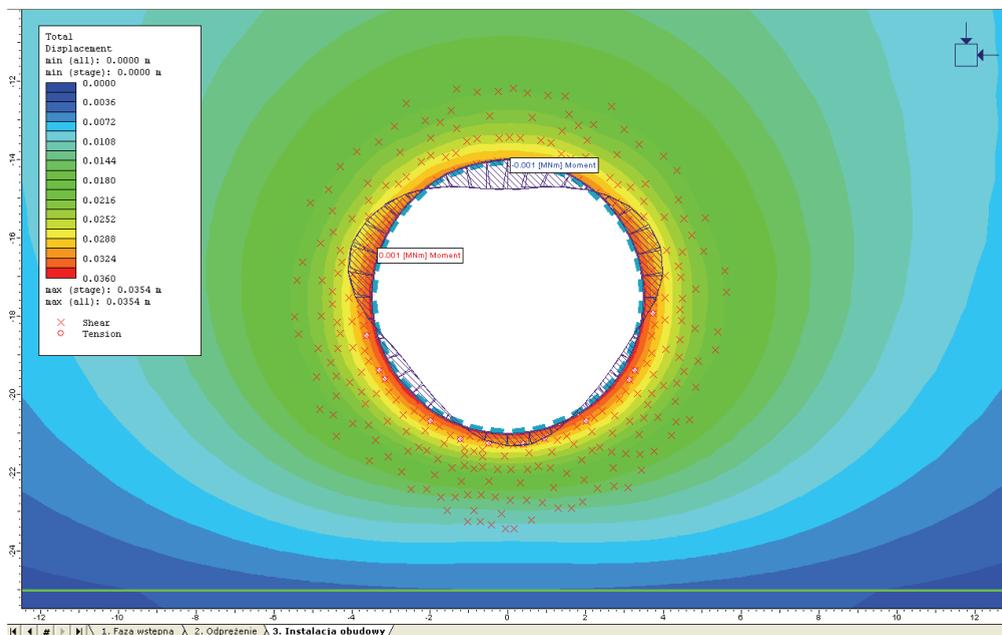
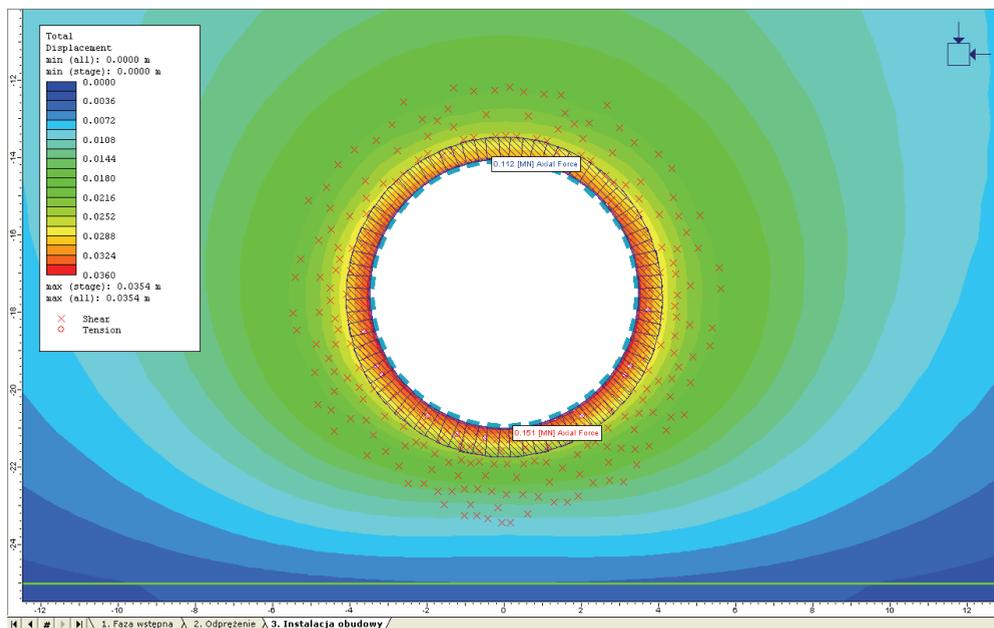
Poniższy rysunek pokazuje osiadanie powierzchni terenu, na skutek wykonania wyrobiska (rys. 18).



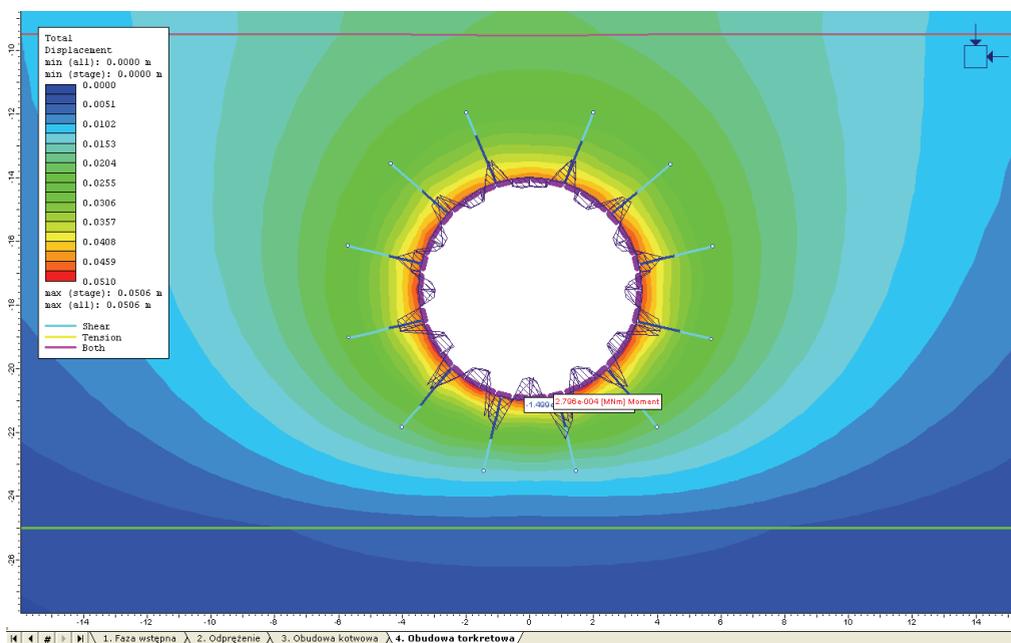
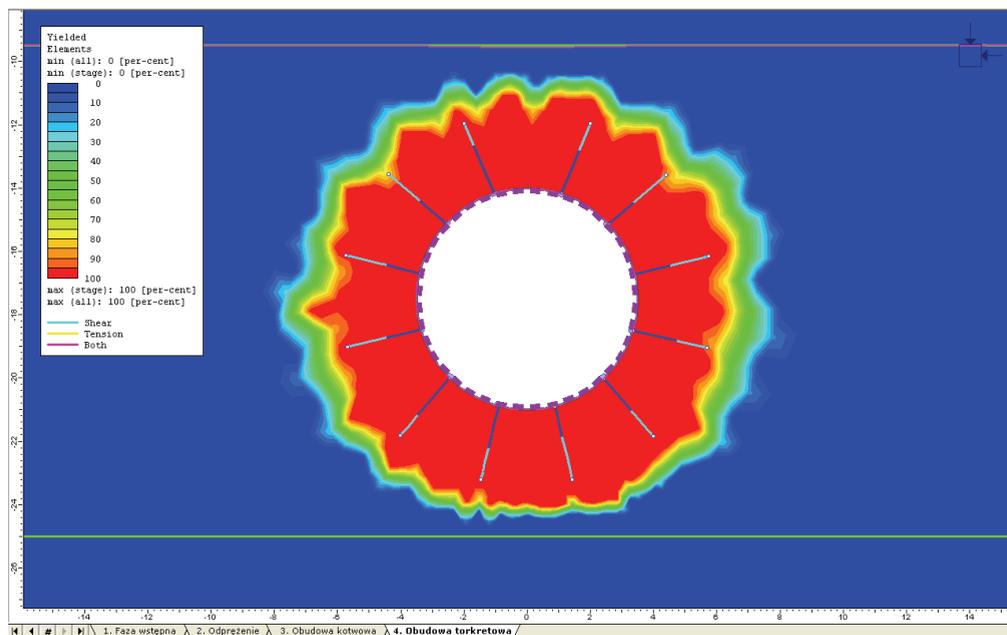
Rys. 18. Strefy osiadań masywu gruntowego

Następnie przeprowadzono analizę zachowania się obudowy betonowej w gruncie zawodnionym. Przy pomocy programu utworzono także wykresy różnych sił działających w obudowie, powstałych na skutek obciążeń (np. rys. 19).

Kolejną z analizowanych obudów wyrobiska jest obudowa kotwowa, oraz obudowa kotwowa w połączeniu z torkretem. Najpierw przeanalizowana zostanie sama obudowa kotwowa a dopiero później zostanie dodana warstwa torkretu. Założono, że zastosowanymi kotwami będą kotwy linowe długości 2,4 m, instalowane, co 1,8 m (łącznie 12 kotew). Parametry kotew zostały wprowadzone w oknie Define Bolt Properties programu Phase2. Przykładowe rysunki ilustrujące zasięg uplastycznienia wokół obudowy a także rozkład momentów zginających obudowę przedstawiono na rysunku 20.



Rys. 19. Rozkład sił osiowych (góra) i momentów zginających w obudowie betonowej (dół)



Rys. 20. Zasięg strefy plastycznej wokół tunelu (góra) oraz moment zginający torcret (dół), po zastosowaniu obudowy torcretowo-kotwowej

Poniżej w tabeli 7 przedstawiono podstawowe kategorie wyników obliczeń przeprowadzonych dla szeregu alternatywnych koncepcji struktury tunelu.

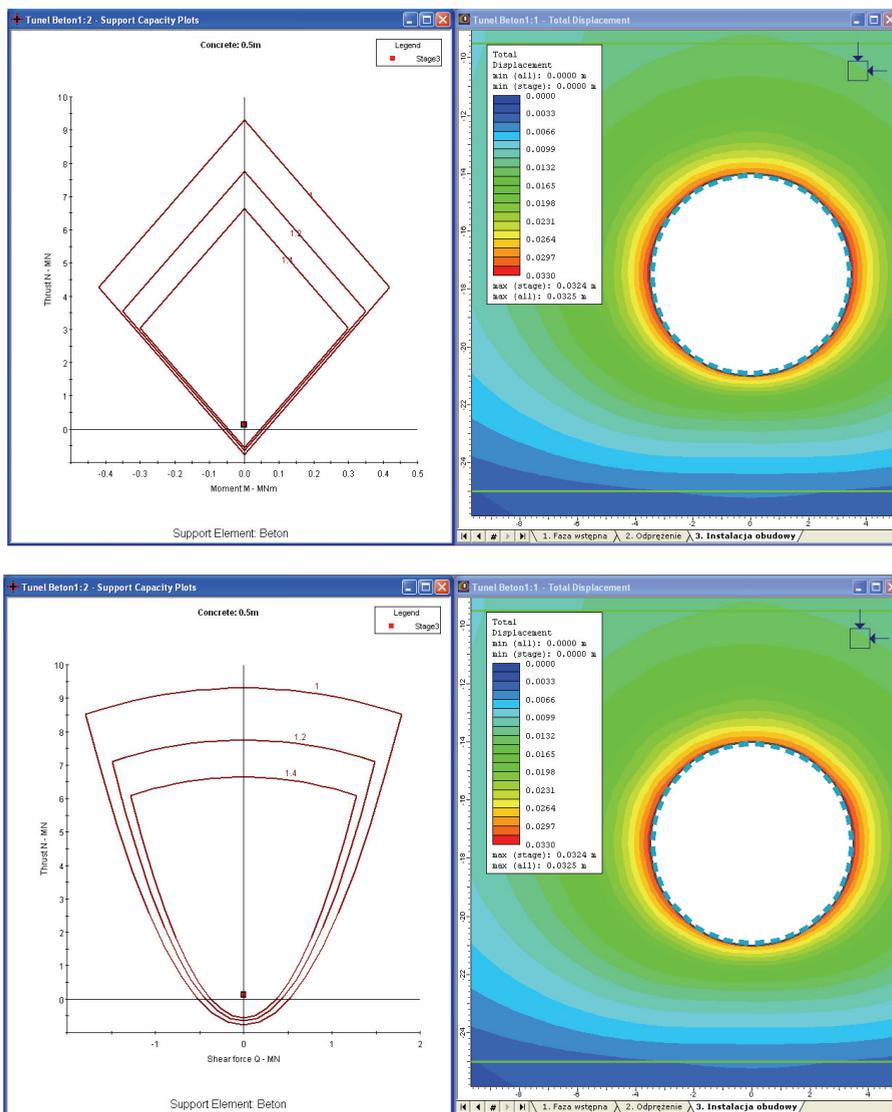
Tab. 7. Zestawienie wyników dla wszystkich rodzajów obudów poddanych modelowaniu numerycznemu

Obudowa	Liczba uplastycznionych ES	Maksymalne przemieszczenie konturu	Zmiana wymiarów tunelu
	-	m	%
Bez obudowy	614	0,054992	2,00
Obudowa betonowa – grunt niezawodniony	482	0,0324214	1,19
Obudowa betonowa – grunt zawodniony	512	0,0353742	1,29
Obudowa kotwowa – grunt zawodniony	642	0,0506364	1,83
Obudowa kotwowo-torkretowa – grunt zawodniony	642	0,0506483	1,82

Zestawienie wyników analizy zastosowania poszczególnych obudów pokazuje, że najlepsze efekty daje obudowa betonowa. Ogranicza ona najbardziej ze wszystkich strefę plastyczną oraz powoduje najmniejsze przemieszczenie konturu wyrobiska. Zauważyć można, że lepsze efekty daje jej zastosowanie w warunkach, gdy grunt jest niezawodniony, co jest spowodowane brakiem ciśnienia porowego. Obudowa kotwowa w porównaniu do obudowy betonowej zachowuje się znacznie gorzej w danych warunkach. Natomiast zastosowanie kotwi i torkretu, mimo, iż nie ogranicza deformacji, powoduje znaczne odciążenie kotew i zmianę wartości sił i naprężeń w nich występujących. W dalszej części zostaną wyznaczone współczynniki bezpieczeństwa dla obudowy betonowej, gdyż to jej zastosowanie jest najbardziej korzystne.

7.3. Wyznaczenie współczynników bezpieczeństwa dla obudowy betonowej z wykorzystaniem diagramów nośności obudowy

Dla konkretnych wartości współczynnika bezpieczeństwa wykreślane są obwiednie nośności w obszarze zależności siły osiowej względem momentu oraz w obszarze siły osiowej względem siły ścinającej. Wartości siły osiowej, momentu i siły ścinającej dla obudowy betonowej porównywane są, więc z obwiedniami nośności. Jeżeli obliczone wartości znajdują się w obrębie danej obwiedni, oznacza to, że współczynnik bezpieczeństwa jest w tym wypadku większy od wartości obwiedni. W związku z tym, jeżeli wszystkie obliczone wartości sił i momentów znajdują się w obrębie obwiedni o wartości projektowanego współczynnika bezpieczeństwa, wówczas można uznać, że współczynnik bezpieczeństwa dla projektowanej obudowy jest większy od projektowanego i obudowa jest odpowiednia dla naszych warunków.



Rys. 22 Obwiednia współczynnika bezpieczeństwa dla siły ścinającej (góra) i momentu zginającego obudowę betonową (dół)

Z wyżej zamieszczonych wykresów wynika, że wszystkie analizowane punkty obudowy znajdują się w obrębie współczynnika bezpieczeństwa 1,4, zarówno w obszarze zależności siły osiowej względem momentu oraz w obszarze siły osiowej względem siły ścinającej. Oznacza to, że dobrana obudowa posiada współczynnik bezpieczeństwa większy od 1,4. Obudowa została dobrana poprawnie do warunków tunelu.

8. PODSUMOWANIE

W pracy zaprojektowano obudowę tunelu komunikacyjnego, znajdującego się na głębokości 18 m, pod powierzchnią terenu. Pierwszym krokiem dotyczącym obliczeń było dobranie odpowiednich parametrów obliczeniowych, dla warstw otaczających wyrobisko. Na ich podstawie możliwe było wyznaczenie ciśnień, które działają na obudowę. Dokonano tego korzystając z modelu Cymbarewicza, który jest jednym z wielu modeli wykorzystywanych w określaniu ciśnień statycznych, dla konstrukcji posadowionych względnie płytko. Posiadając wartości ciśnień wyliczonych z modelu Cymbarewicza, możliwe było wyznaczenie wartości reakcji, jakie działają w obudowie. Znając wartości reakcji, zaprojektowano grubość obudowy, wykorzystując do tego zagadnienia z wytrzymałości materiałów. Wyznaczona grubość obudowy wynosi 50 cm. Grubość warstwy betonu, z której zbudowana jest obudowa, wyznaczono zakładając na początku jej wstępną grubość, a następnie sprawdzono czy wytrzyma ona działające naprężenia.

W razie, gdyby założona grubość była niewystarczająca, istniały dwie możliwości rozwiązania tego problemu. Pierwszą z nich było zwiększenie grubości obudowy. Drugą możliwością było zastosowanie innej klasy betonu, który charakteryzuje się większą wytrzymałością na ściskanie. Obudowa zaprojektowana została w kształcie koła. Kształt obudowy determinuje technologia wykonania konstrukcji. Założono, że wyrobisko drążone będzie metodą tarczową, która wydaje się najlepszym rozwiązaniem w odniesieniu do warunków geologicznych, w których będzie wykonywany tunel. Po przeprowadzeniu obliczeń metodą analityczną, rozpoczęto budowanie alternatywnego modelu obliczeniowego wykorzystującego metodę elementów skończonych. Do budowy modelu posłużono się programem Phase2, który dedykowany jest do stosowania w geomechanice i wykorzystuje metodę elementów skończonych. Pierwszym elementem tworzenia modelu było zdefiniowanie założeń podstawowych, czyli promienia tunelu, który wynosi 3,5 m, oraz siatki elementów skończonych, która jest zbudowana z 6-węzłowych trójkątów. Następnie dodano do modelu efekt obciążenia grawitacyjnego, które powodowały wzrost naprężeń wraz z głębokością. Kolejnym krokiem było wprowadzenie do programu parametrów odkształceniowych i wytrzymałościowych kolejnych warstw gruntowych, które pozwoliły na stworzenie otoczenia, w którym będzie posadowiony tunel. Zanim dojdzie do instalacji obudowy w tunelu obserwuje się deformacje, które zależą od odległości od czoła tunelu. Założono, że obudowa będzie zabudowywana 2 m za czołem tunelu, ponieważ nie jest zbyt korzystnym, aby instalować ją natychmiast po wykonaniu wyrobiska. Deformacje tunelu przed wykonaniem obudowy obliczone zostały z wykorzystaniem metody Vlachopoulou i Diederichsa, w której ustala się współczynnik ciśnienia wewnętrznego. Przeprowadzona została 10-etapowa analiza, gdzie w kolejnych etapach wartość ciśnienia wewnętrznego była stopniowo

redukowana, co ma symulować postęp czoła tunelu na pewną odległość od rozpatrywanego przekroju.

Aby wyznaczyć deformacje tunelu w miejscu instalacji obudowy niezbędne było wyznaczenie maksymalnego przemieszczenia konturu tunelu oraz maksymalny promień strefy uplastycznienia wokół tunelu. Obie te wartości wyznaczono wykorzystując analizę w płaskim stanie odkształcenia przy zerowym ciśnieniu wewnętrznym. Po wyznaczeniu wymaganych danych posłużono się wykresem Vlachopoulou i Diederichsa, który pozwolił wyznaczyć, że 2 m za czołem przodka deformacje na konturze wyrobiska będą miały wartość 0,033 m. W związku z tym w kolejnych analizach został wykorzystany model z etapu 5, dla którego obserwowane są maksymalne przemieszczenia równe 0,033 m. Obliczenia wykonano dla gruntu niezawodnionego i zawodnionego. Wstępnie przeprowadzono analizę dla tunelu bez obudowy w gruncie niezawodnionym i za pomocą programu odczytano, że uplastycznieniu uległo 614 elementów siatki ES, a maksymalne przemieszczenie konturu wyrobiska wyniesie 0,054992 m, natomiast tunel zmieni swoje wymiary o 2,00244%. Pierwszą z analizowanych obudów była obudowa betonowa o grubości 0,5 m, wykonana z betonu klasy B25, który charakteryzuje się wytrzymałością na ściskanie równą 18,6 MPa. Przeprowadzone obliczenia wykazały, że po zastosowaniu obudowy uplastycznieniu ulegnie 482 elementów siatki ES, maksymalne przemieszczenie konturu wyrobiska wyniosło 0,0324214 m, a tunel zmieni swoje wymiary o 1,1902%. Kolejnym etapem było przeprowadzenie obliczeń dla gruntu zawodnionego. Ustalono, że zwierciadło wody będzie znajdować się na głębokości 9,5 m pod powierzchnią terenu. Po wprowadzeniu warunków brzegowych, możliwe było wygenerowanie rozkładu ciśnienia porowego, które rosło wraz z głębokością. Następnie przeprowadzono obliczenia dla obudowy betonowej instalowanej w gruncie zawodnionym. Obliczenia pokazały, że uplastycznieniu uległo 521 elementów siatki ES, maksymalne przemieszczenie konturu wyrobiska wyniosło 0,0353742 m, a tunel zmieni swoje wymiary o 1,28676%. Kolejną z analizowanych obudów była wyłącznie obudowa kotwowa, a następnie obudowa kotwowa uzupełniona z torkretem. Założono, że instalowane będą kotwy linowe o długości 2,4 m w rozstawie, co 1,8 m, po konturze wyrobiska. Obliczenia pokazały, że po zainstalowaniu obudowy kotwowej uplastycznieniu uległo 642 elementów siatki ES, maksymalne przemieszczenie konturu wyrobiska wyniosło 0,0506364 m, a tunel zmienił swoje wymiary o 1,83%. Następnym krokiem było dodanie do obudowy kotwowej torkretu o grubości 0,05 m, który wykonany został z betonu klasy B30, który charakteryzuje się wytrzymałością na ściskanie równą 22,2 MPa. Obliczenia wykazały, że w przypadku zastosowania obudowy kotwowej z torkretem uplastycznieniu ulegnie 642 elementów siatki ES, maksymalne przemieszczenie konturu wyrobiska wyniesie 0,0506483 m, a tunel zmieni swoje wymiary o 1,82%. Po wprowadzeniu torkretu zasięg strefy plastycznej dla obudowy kotwowej nie uległ zmianie, natomiast zauważalna jest zmiana wartości sił, jakie przenoszą kotwy. Po zastosowaniu torkretu wartość sił osiowych w kotwach zmieniła się z 0,023 MN do 0,018 MN, wartość naprężeń osiowych zmniejszyła się

z 80,278 MPa na 62,534 MPa. Nastąpiła także, zmiana zakresu wartości sił ścinających od -0,018 do 0,004 MN/m na, wartości z zakresu od -0,014 do 0,001 MN/m.

Wprowadzenie torkretu nie miało natomiast wpływu na wartość przemieszczeń w kotwach. Porównując otrzymane wyniki dla różnych rodzajów obudów, można łatwo zauważyć, że najbardziej korzystną ze wszystkich będzie obudowa betonowa. Jej stosowanie znacznie ogranicza zasięg strefy plastycznej tworzącej się wokół tunelu, oraz powoduje najmniejsze przemieszczenia konturu wyrobiska i zmianę wielkości jego przekroju. Ostatnim elementem było sprawdzenie czy obudowa została dobrana poprawnie do warunków, w jakich znajduje się tunel. Program wykreśla obwiednie nośności w obszarze zależności siły osiowej względem momentu oraz w obszarze siły osiowej względem siły ścinającej. Wartości siły osiowej, ścinającej i momentu porównywane są z obwiedniami nośności. Jeżeli wartości znajdują się w obrębie danej obwiedni oznacza to, że współczynnik bezpieczeństwa jest większy od wartości obwiedni. Obwiednie nośności zostały wykreślone dla obudowy betonowej gdyż stosowanie jej jest najbardziej korzystne dla ustalonych warunków. Z załączonych wykresów wynika, że wszystkie analizowane punkty znajdują się w obrębie współczynnika 1,4, zarówno w obszarze zależności siły osiowej względem momentu oraz w obszarze siły osiowej względem siły ścinającej. Oznacza to, że dobrana obudowa posiada współczynnik bezpieczeństwa większy niż 1,4 i może być z powodzeniem stosowana w danych warunkach.

Literatura

- Chudek M., 1986. Obudowa wyrobisk górniczych, Część 1, Śląsk
- Gałączyński S., 2001. Podstawy budownictwa podziemnego, Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław
- Kłeczek Z., 1994. Geomechanika górnicza, Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice
- Knauff M., 1986. Konstrukcje żelbetowe, W: Poradnik inżyniera i technika budowlanego, Tom 5, Arkady, Warszawa
- Kowalski J., 1998. Hydrogeologia z podstawami geologii, Wyd. AR we Wrocławiu
- Malewski J., Możliwości zastosowania maszyn tarczowych w warunkach Wrocławia, Praca niepublikowana.
- Monografia KGHM Polska Miedź SA, Lubin 1996.
- PN-81-B-03020:1981, Grunty budowlane, Posadowienie bezpośrednie budowli, Obliczenia statyczne i projektowanie.
- PN-EN 206-1:2003, Beton, Część 1: Wymagania, właściwości, produkcja i zgodność.
- PN-G-05020:1997, Podziemne wyrobiska korytarzowe i komorowe, Obudowa sklepiona, Zasady projektowania i obliczeń statycznych.
- Pytel W., 2012. Geomechaniczne problemy doboru obudowy kotwowej dla wyrobisk górniczych, Wyd. KGHM CUPRUM, Wrocław
- Tajduś A., Cała A., Tajduś K., 2012. Geomechanika w budownictwie podziemnym – Projektowanie i budowa tuneli, Wyd. AGH, Kraków
- <https://www.roscience.com/roscience/products/rs2>

<https://www.dsiunderground.com/uploads/media/DSI-Underground-Systems-Cable-Bolts-US.pdf>

Podziękowania

Niniejszy artykuł powstał w oparciu o pracę magisterską realizowaną przez jednego ze współautorów (P. Pasionka) na Wydziale Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej w roku akademickim 2015/2016.

ZASTOSOWANIE KOTEW EKSPANSYWNYCH ŁĄCZONYCH OD 3,6 DO 8,0 M I KOTEW LINOWYCH JAKO OBUDOWY DODATKOWEJ WYROBISK GÓRNICZYCH WYBRANEGO ODDZIAŁU KOPALNI RUD MIEDZI

Dawid Szkurat^{*}, Marian Szkurat^{**}, Bogumiła Pałac-Walko^{*}

^{*} Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, Wybrzeże Wyspiańskiego 27,
50-370 Wrocław

^{**} KGHM Polska Miedź S.A. Zakłady Górnicze „Polkowice-Sieroszowice”, Kaźmierzów 100, 59-101
Polkowice

Abstrakt

W pracy omówiono sposoby dodatkowego zabezpieczania wyrobisk górniczych w wybranym oddziale jednej z polskich kopalń rud miedzi, z zastosowaniem kotew ekspansywnych łączonych oraz kotew linowych. Szczegółowo przedstawiono także warunki geologiczne oddziału oraz opisano technologię zabudowy wspomnianych kotew.

Słowa kluczowe: stateczność wyrobisk, obudowa dodatkowa, kotwy linowe i ekspansywne, technologia zabudowy

1. Wprowadzenie

Optymalne wykorzystanie złoża, a także jego najefektywniejsza eksploatacja możliwa jest jedynie w przypadku istnienia statecznej i bezpiecznej infrastruktury podziemnej. To stwierdzenie ma szczególną wagę w czasach, gdy roboty górnicze prowadzone są na dużych głębokościach. Podczas użytkowania wyrobisk w wyniku prowadzonych robót górniczych, często sporym zmianom ulegają warunki utrzymania stateczności wyrobisk podziemnych prowadząc do ich zaciskania, deformacji obudowy, jej uszkodzenia, a w skrajnych przypadkach do jej zniszczenia. Sytuacje takie prowadzić mogą do wzrostu zagrożenia dla przebywających tam pracowników (Chudek i Duży, 2005). Nadrzędnym celem obudowy wyrobisk górniczych jest zapewnienie stateczności wyrobiska w ustalonym okresie czasu, wyrażające się zachowaniem niezbędnych wymiarów jego przekroju oraz zabezpieczenie ludzi,

Corresponding authors: bogumila.palac-walko@pwr.edu.pl (B. Pałac-Walko)

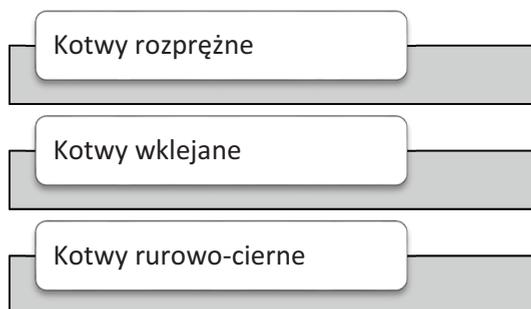
doi: 10.5277/wpagg20170105

sprzętu i maszyn przed odpajającymi się z ociosów i stropu odłamkami skalnymi lub przed zawałami.

Początkowo w kopalniach rud miedzi wyrobiska udostępniające, rozpoznawcze i eksploatacyjne zabezpieczano obudową podporową (łuki podatne, siatki). Ze względu na różnorodne warunki geologiczne i górnicze niezbędne jest ciągle doskonalenie obudowy, a także sposobów bieżącej obserwacji i nieustannej kontroli stateczności wyrobisk. Do zastosowania po raz pierwszy obudowy kotwowej przyczyniło się wprowadzenie ciężkich maszyn górniczych pracujących pod ziemią oraz komorowo-filarowy system eksploatacji, który wymaga zachowania należytnej geometrii wyrobisk transportowych. Za główny cel kotwienia uznaje się uzyskanie bezpośredniego wzmocnienia skał otaczających wyrobisko górnicze przez sztuczne wytworzenie naprężeń ściskających w górotworze, a także przyjęcie przez kotwy naprężeń rozciągających. Uzyskany w ten sposób wzrost wytrzymałości skał powinien być wystarczający do zachowania jej struktury i przyjęcia przez nią naprężeń występujących dookoła wyrobiska (Butra, 2007). Obudowa ma na celu zapewnienie jak najszybszej współpracy z górotworem po odsłonięciu skał stropowych. W przypadku złych warunków, które nie zezwalają na natychmiastowe wykonanie obudowy ostatecznej (stałej), należy wykonać obudowę tymczasową. Zadaniem obudowy jest przeciwstawianie się całkowitemu ciśnieniu, jakie może wystąpić w danych warunkach. Wszystkie elementy obudowy na całej swej powierzchni powinny mieć równomierną podporność (Chudek, 1975).

2. Rodzaje podstawowych obudów stosowanych w kopalniach rud miedzi

W zabezpieczeniu wyrobisk górniczych wyróżniamy dwa podstawowe rodzaje obudów wyrobisk: punktowe oraz powierzchniowe. Do obudowy punktowej zaliczamy obudowy kotwowe z żerdziami sztywnymi lub giętkimi, zabudowane w górotworze tak, by wzmocnić otaczający ośrodek skalny i jednocześnie stanowić podparcie dla obudowy typu powierzchniowego. Elementami powierzchniowymi określa się elementy przymocowane do powierzchni skalnej, których zadaniem jest nie dopuścić do rozluźnienia warstw ociosowych i opadania fragmentów skał do wyrobisk. Dodatkowo systemy obudowy ze względu na kryterium zdolności do przemieszczania się bez utraty cech stateczności, możemy podzielić na niepodatne oraz podatne, które umożliwiają kontrolę przemieszczeń skał stropowych sięgających 200 mm w przypadku kotwy, a w przypadku siatki nawet 500 mm. Poniższy diagram oraz fotografia (rys. 1 i fot. 1) prezentują podstawowe rodzaje kotew stosowanych w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A. (Pytel, 2012):



Rys. 1. Podstawowe rodzaje kotew stosowanych w kopalniach LGOM (opracowanie własne)



Fot. 1. Przykłady kotew (fot. D. Szkurat)

3. Warunki górniczo-geologiczne oddziałów kopalni „Polkowice-Sierszowice”

Oddział ogranicza od północy strefa kamienna poniżej uskoku o zrzucie $h - 30 \div 8$ m, natomiast od południa strefa wychodni (obszar pozbawiony jest serii węglanowej), od zachodu linia przebiegu uskoku Biedrzychowa i przepuszczalna strefa kamienna, natomiast od wschodu przepuszczalna strefa kamienna i wychodnia (obszar pozbawiony jest serii węglanowej). Złoże bilansowe znajduje się w spągu skał węglanowych cechsztynu i obejmuje:

- łupek miedzionośny dolomityczno-ilasty i ilasty, o barwie czarnej, kruchy i spękany o zmiennej miąższości $0,2 \div 0,6$ m
- dolomit ilasty barwy czarnej, zwięzły o miąższości od 0 do 0,5 m
- dolomit smugowany barwy ciemnoszarej, zwięzły, spękany o miąższości $0,5 \div 2,0$ m charakteryzujący się słabą podzielnością płytową

- dolomit wapnisty szary oraz szarobeżowy, zwięzły, spękany, wyraźnie zaznaczający się podzielnością na ławice o zróżnicowanej miąższości (5÷30 cm), miejscami porowaty.

W furcie wybierania w dolomicie wapnistym i smugowanym można zauważyć dość liczne, obok spękań cisowych, wertykalne czy też prawie pionowe spęknięcia zagojone i sporadycznie zabliźnione głównie gipsem oraz kalcytem, występują również płasko skłonięte spęknięcia i ślizgi tektoniczne, których nachylenie sięga od 10° do 30°. Miąższość serii węglanowej cechsztynu wynosi od 65 do 70 m (maleje w południowo wschodnim kierunku do całkowitego zaniku serii węglanowej). W przedziale 3÷5 m nad stropem piaskowca występują dolomity wapniste, miejscami wapienie o wyraźnej podzielności płytowej sporadycznie podkreślonej chudymi wstawkami czarnej substancji ilastej o grubości od 1 do 3 mm. Miąższość warstwy zmienia się w przedziale 1÷30 cm, średnio wynosząc 14 cm. Skały te są średnio zwięzłe i silne, miejscami porowate (pory do 0,5 cm). W stropie występują znaczne spęknięcia pionowe zagojone i sporadycznie wypełnione gipsem, kalcytem lub barytem oraz lokalne spęknięcia pochylone i ślizgi tektoniczne. Wypełnienie spękań jest zazwyczaj zwięzłe, tylko miejscami słabo zwięzłe, szczególnie w strefach przy uskokowych mogą powstawać w stropie otwarte szczeliny o szerokości do 15 cm. W stropie są dwa główne kierunki spękań: NW-SE i NE-SW. W następnym interwale 5÷8 m nad stropem chodników górniczych występują dolomity wapniste, a sporadycznie wapienie, zwięzłe o podzielności płytowej zaakcentowanej szwami stylolitowymi i chudymi wkładkami ilastymi. Grubość pojedynczych warstw zmienia się i wynosi od 1 do 50 cm. W warstwach tych obserwowane są spęknięcia pionowe zabliźnione gipsem bądź kalcytem. Cały dolomit jest porowaty, a miejscami może być kawernisty. W ostatnim interwale obejmującym warstwy powyżej 8,0 m nad stropem piaskowca, zbadane wyłącznie otworami badawczymi znajdują się dolomity wapniste i wapienie o budowie ławicowej mocno zróżnicowanej od 4 do 50 cm. Skały te miejscami są silne porowate i kawerniste (kawerny do 3 cm). W spągu bezpośrednim znajdują się piaskowce szare czerwonego spągowca, miąższość szarego piaskowca zmienia się w przedziale od 6,0 do 11,0 m. Piaskowce te są drobnoziarniste, kwarcowe o spoiwie węglanowym i węglanowo-ilastym, kruche oraz słabo zwięzłe. Ilość spoiwa węglanowego rośnie w kierunku stropu piaskowca, gdzie są one bardzo zwięzłe; piaskowce o przeważającym spoiwie węglanowym (silnie zwięzłe) mają grubość od 0,2 do 1,0 m. W północnej części obszaru znajduje się uskok o kierunku NW-SE i rzucie h - 32÷6 m na NE biegnący przez prawie cały rozpoznany wyrobiskami obszar. W środkowej części aktualnie prowadzonej rozcinki występują uskoki normalne i inwersyjne o zasadniczym kierunku NW-SE i rzucie sięgającym od kilku do nawet kilkunastu metrów. Mamy do czynienia z licznymi nasunięciami w węglanach szczególnie w okolicach uskoków. Rozciągłość warstw oddziały to NW-SE, upad 5÷8° na NE, w sąsiedztwie uskoków upad lokalnie wzrasta do 15-20°. W części SW zwiększają się upady warstw nawet do 25°. Na zawodnienie wyrobisk górniczych oddziały wpływają następujące poziomy wodonośne: poziom piaskowców

czerwonego spągowca, dolomitów i wapieni serii Ca1 oraz pośrednio (jako źródło zasilające serię Ca1) poziom oligocenu. Sumaryczny dopływ wody do oddziału utrzymuje się od lat na stałym poziomie i nie przekracza wartości $3,0 \text{ m}^3/\text{min}$, z czego około 1/3 przypada na otwory badawcze, a 2/3 pochodzi z bezpośrednich wycieków do wyrobisk. Rejon jest rozpoznany wieloma otworami badawczymi. Ciśnienie wód złożowych, nawierconych badawczymi otworami wiertniczymi nie przekracza wartości $0,3 \text{ MPa}$. Wydatek stwierdzanych wycieków ze stropu wykonanych wyrobisk sporadycznie przekracza 15 l/min . W strukturze dopływów dominują drobne wycieki o wielkości od $0,1$ do 5 l/min (Materiały kopalniane, 2015b,d).

Złoże bilansowe oddziału występuje w spągu skał węglanowych cechsztynu oraz w stropie złożonym z piaskowców czerwonego spągowca obejmując:

- piaskowce szare posiadające spoiwo węglanowe i ilasto-węglanowe okruszcowane na miąższości od $0,2$ do $4,0 \text{ m}$ (w północnej, południowej i zachodniej części obszaru okruszcowane siarczkami miedzi, w części wschodniej natomiast występuje brak bilansowego okruszcowania piaskowców), piaskowce te są nieznacznie spękane lecz dość zwarte, lokalnie odznaczają się znaczną ilością żyłek gipsowych
- łupek miedzionośny ilasty i dolomityczno-ilasty, barwy czarnej, kruchy, popękany, miejscami rozsypliwy o grubości od $0,0$ do $0,7 \text{ m}$ i okruszcowaniu bilansowym (miejscami w części północnej strefy około $0,2$ do $0,4 \text{ m}$ stropowego łupka charakteryzuje się brakiem okruszcowania bilansowego miedzi); w części południowo zachodniej obecnie prowadzonej eksploatacji w polu C odznacza się elewacja stropu piaskowca szarego (strefa bezłupkowa)
- dolomit ilasty barwy czarnej, zwarty i spękany, jego obecność w profilu złoża stwierdzona jest tylko lokalnie, zazwyczaj w rejonach, w których miąższość łupka miedzionośnego wynosi w granicach $0,6 \text{ m}$ i jest on częściowo płonny
- dolomit wapnisty barwy szarej, zwarty i mocno spękany, o wyraźnej podzielności na ławice o różnej miąższości od 12 do 85 cm , w rejonie dolomitu wapnisteo występują liczne gniazda i soczewki gipsowe i gipsowo-anhydrytowe; miąższość bilansowo okruszcowanego dolomitu wapnisteo wynosi od $0,0$ do $1,6 \text{ m}$
- dolomit smugowany barwy ciemnoszarej, zawierający znaczącą domieszkę substancji ilastej, zwarty, lekko spękany o grubości od $0,6$ do $2,4 \text{ m}$ okruszcowany na całej swej miąższości w całym pasie (miejscami w północnej części pola dolomit smugowany wykazuje braki w okruszcowaniu miedzią); charakteryzuje się słabą podzielnością ławicową, kontakt z dolomitem wapnistym podkreśla wkładka substancji ilastej o grubości kilku mm

- dolomit graniczny ciemnoszary, zaliczany do słabo zwięzłych i zwięzłych, silnie spękany o grubości od 4 do 11 cm, okruszczowany miedzią (w części wschodniej obszaru – płonny piaskowiec, charakterystyczny brak okruszczenia bilansowego dolomitu granicznego)
- dolomit laminowany barwy ciemnoszarej o charakterystycznej teksturze podkreślonej chudymi wkładkami czarnej substancji ilastej, słabo i średnio zwięzły; występuje miejscami (przeważnie w północno-zachodniej części pola) stanowiąca wkładkę w dolomicie wapienistym o grubości od 4 do 14 cm silnie okruszczowaną miedzią, przeważnie jako strop złoża.

Mięszkość serii węglanowej cechsztynu wchodzących w skład skał stropowych wynosi około 75 m. W przedziale 0÷3 m nad stropem wyrobisk znajdują się dolomity wapieniste o widocznej podzielności ławicowej zaakcentowanej „chudymi” wkładkami substancji gipsowej oraz gipsowo-kalcytowej o grubości od kilku mm do 1,2 cm. Mięszkość poszczególnych warstw zmienia się w przedziale 5÷20 cm, średnio wynosząc 8 cm. Skały te są zwięzłe i odznaczają się znaczną twardością. Obserwowane są dość liczne spęknięcia wertykalne (spęknięcia skośne występują okazjonalnie) powtórnie wypełnione substancją gipsowo-kalcytową; wypełnione spęknięcia są zazwyczaj zwięzłe, a po ich odsłonięciu przez wyrobisko wypełnienie z nich nie wypada (nie powstają w ten sposób „szczeliny ziejące”). W wyniku eksploatacji (głównie na obszarze starych wyrobisk), wzdłuż zrosniętych spęknięć pierwotnych tworzą się wtórne spęknięcia pionowo-otwarte. Spęknięcia w stropie posiadają dwa główne kierunki o azymucie mniej więcej 35° (SE-NW) i niemal 320° (SW-NE). W przedziale 3÷6 m powyżej stropu wyrobisk występują dolomity wapieniste, skrytokrystaliczne i mikrokrystaliczne, zwięzłe o stosunkowo wyraźnej podzielności płytowej uwydatnionej szwami stylolitowymi (powierzchnie szwów wypełnione przez czarną substancję ilastą) i żyłkami kalcytowo-gipsowymi o średniej grubości około 0,2 cm; w dolomitach występują liczne soczewki kalcytowo-gipsowe o średnicach od 0,3 do 3,2 cm; grubość pojedynczej warstwy w tym interwale zmienia się od 6 do 30 cm. W interwale powyżej 6 m powyżej stropu wyrobisk obserwuje się dolomity oraz dolomity wapieniste o budowie ławicowej zróżnicowanej z powodu mięszkości poszczególnych ławic (od 5 do 35 cm). Występujące w nich soczewki gipsowo-anhydrytowe mają średnice od 0,3 do 5,2 cm. Skały te są ogólnie zwięzłe, a także silnie zwięzłe. Skały spągowe stanowią pokłady szarego piaskowca oraz czerwonego spągowca o mięszkości 5÷10 m. Ich pionowy zasięg obejmuje interwał od 5 do 10 m poniżej stropu piaskowca szarego, rozpoznaniu podlegała całość szarego piaskowca oraz część stropowa piaskowca czerwonego. Piaskowiec szary to piaskowiec drobnoziarnisty, równoziarnisty, kwarcowy o spoiwie węglanowym, ilastym i węglanowo-ilastym. Występujące w spągu piaskowce są zazwyczaj słabo zwięzłe i rozsypliwie (o spoiwie ilastym lub w przewodzie ilastym) jednakże ich część stropowa wykazuje znaczną zwięzłość (spoiwo węglanowe). Piaskowce charakteryzujące się zwiększoną zwięzłością i spoiwem węglanowym (około 70 cm piaskowca stropowego)

znajdują się głównie w części wschodniej rejonu, na obszarze, gdzie pozbawione są okruszczowania bilansowego siarczkami miedzi. Na głębokości 2÷6 m od stropu piaskowca, w owych piaskowcach zauważono liczne skupienia związków żelaza i substancji manganowych tworzących konkretne kuliste o odcieniu ciemnoszarym i rdzawoczerwonym. Złoże pod względem tektonicznym o rozciągłości generalnej NW-SE i upadzie 2÷6° na NNE.

Górotwór jest zasadniczo słabo zaangażowany tektonicznie. Złoże bilansowe posadowione jest na głębokości 738 m do 821 m. Hydrogeologicznie rejon znajduje się w całości na obszarze tzw. „strefy północnej”. Skały węglanowe są na jej obszarze zazwyczaj zwarte i słabo spękane, szczeliny zazwyczaj wypełnione gipsem, substancją ilastą bądź kalcytem. Podścielający serię węglanową wodonośny poziom piaskowców czerwonego spągowca nie ukazuje śladów zawodnienia. Nad serią Ca1 znajduje się warstwa o zwiększonej miąższości nieprzepuszczalnych łożysk i anhydrytów stanowiąca znakomitą izolację od leżących wyżej poziomów wodonośnych (oligocenu i pstrego piaskowca). Obszar ten rozcięto i okonturowano wyrobiskami górniczymi oraz rozpoznano wiertniczymi otworami badawczymi wiele lat temu. Dzięki temu nie występuje zawodnienie górotworu w obrębie współcześnie wykonywanych i planowanych do wykonania wyrobisk górniczych. Lokalnie występują drobne wykroplenia i wysączenia wody ze stropu wyrobisk (Materiały kopalniane, 2015b).

4. Rodzaje obudów dodatkowych stosowanych w kopalni „Polkowice – Sierszowice”

Do obudów dodatkowych stosowanych w wybranych oddziałach kopalni „Polkowice-Sierszowice” zaliczamy:

- kotwy linowe
- kotwy ekspansywne łączone
- obudowa podporowa hydrauliczna typu Hydrotech
- obudowa podporowa podatna typu ŁP
- kaszty.

Kotwy linowe wklejane są pojedynczo lub parami z wykorzystaniem spoiwa cementowego, najczęściej bez wstępnego sprężenia. Kotwy linowe charakteryzują się specyficznym sposobem współpracy z otaczającym spoiwem, często niespotykanym w przypadku innych rodzajów obudowy. Spiralnie ukształtowane, stalowe druty podczas wrywania kotwy linowej ze spoiwa oddziałują na otaczające tworzywo powodując pojawienie się promieniowych przemieszczeń objętościowych na kontakcie lina-spoivo. Tego rodzaju odkształcenia powodują powstawanie naprężeń zaciskających, których wielkość jest proporcjonalna do zagregowanej sztywności spoiwa i skały otaczającej otwór wiertniczy. Naprężenia ścinające, przeciwstawiające

się wysuwaniu liny są równe iloczynowi wartości ciśnienia zaciskającego i współczynnika tarcia na kontakcie lina-spoivo, w związku z czym wytrzymałość na ścinanie rośnie proporcjonalnie do wytrzymałości spoiva, sztywności układu: spoivo-skała otaczająca, a także do ciśnienia zaciskającego. Zmniejszenie wytrzymałości na ścinanie występuje, gdy wspomniane wcześniej parametry zmniejszają swoją wartość lub gdy spoivo ulega dezintegracji (Pytel, 2012).

Kotwy ekspansywne łączone różnią się od standardowych kotew ekspansywnych tym, że ich żerdź składa się z kilku żerdzi o standardowej długości skręconych ze sobą za pomocą tulei łączącej. Dodatkowo żerdzie wyposażone są w tuleje hamujące, których zadaniem jest niedopuszczenie do wysunięcia się kotwy z otworu podczas dokręcania kolejnych żerdzi (Materiały kopalniane, 2015a,c).

Obudowa podporowa hydrauliczna typu Hydrotech charakteryzuje się podpornością roboczą sięgającą 700 kN. Jest to obudowa jednostojakowa o lekkiej konstrukcji i jest przystosowana do zmechanizowanego ustawiania przy pomocy specjalistycznego wozu.

Obudowo lukowa podatna składa się z odrzwi łukowych podatnych, tzw. ŁP. Łuki ociosowe i stropnicowe wykonywane są ze stali węglowej konstrukcyjnej (Chudek, 1975).

Kaszy drewniane służą do ochrony chodników przyścianowych i ich zadaniem jest ograniczenie uginania się warstw stropowych. Wykonywane są z okrągłaków lub kantówek układanych krzyżowo na siebie (Chudek, 1975).

5. Technologia zabudowy kotew ekspansywnych łączonych i linowych jako obudowy dodatkowej

Sposób zabudowy kotew dodatkowych opisany został w instrukcjach zakładowych określających zasady bezpiecznego wykonywania obudów i zostały opracowane na podstawie dokumentacji technicznej. Instrukcje przeznaczone są dla pracowników wykonujących i nadzorujących prace związane z wykonywaniem obudów dodatkowych wyrobisk górniczych. Prace związane z zabudową kotew wykonują wyznaczeni przez dozór górniczy pracownicy. Dla prac zespołowych przodowego zespołu wyznacza osoba dozoru nadzorująca te roboty na danej zmianie. Przed rozpoczęciem pracy należy sprawdzić stan używanych urządzeń i narzędzi.

Kotwa ekspansywna łączona typu OB25/1, OB25/2 i OB25/3 – zabudowę tego rodzaju kotwy można dokonać na trzy nieznacznie różniące się od siebie sposoby:

- a) bez pełnego rozparcia głowicy dla kotew o łącznej długości do 3500 mm
- b) bez pełnego rozparcia głowicy dla kotew o łącznej długości powyżej 3500 mm
- c) z pełnym rozparciem głowicy.

Przed przystąpieniem do zabudowy kotwy należy dokonać przeglądu maszyny do kotwienia zgodnie z jej instrukcją obsługi i przygotować niezbędną ilość żerdzi wraz

z głowicami, żerdzi końcowych z nakrętkami oraz podkładek w ilości wynikającej z zaplanowanej ilości kotew do zabudowy. Następnie odwiercony zostaje otwór o długości większej od całkowitej długości zestawu kotwowego przeznaczonego do zabudowy, raczkami o średnicy $\varnothing 25,4$ mm (1") – z zachowaniem tolerancji otworu $\varnothing 26 +0,2-0,6$ zgodnie z założonym schematem kotwienia. Po odwierceniu otworu, końcówkę żerdzi z głowicą wprowadza się do otworu. Kolejnym krokiem jest włączenie posuwu i wprowadzenie żerdzi z głowicą do otworu tak aby końcówka żerdzi wystawała z otworu, umożliwiając to tuleje hamujące zainstalowane na żerdzi. Po połączeniu wystającej końcówki żerdzi z żerdzią przedłużającą w wyniku skręcenia ich ze sobą za pomocą tulei łączącej należy ponownie włączyć posuw i wprowadzić żerdzie do otworu tak aby końcówka żerdzi wystawała z górotworu – czynność powtarzamy 7÷8 razy w zależności od ilości żerdzi przedłużających (w przypadku sposobu (a) czynności te nie są wykonywane). Następnie sposób (a) wymaga nałożenia na żerdź końcową podkładki tak, aby opierała się o nakręconą nakrętkę, podczas gdy w dwóch pozostałych sposobach uzbraja się żerdź końcową kotwi w podkładkę oraz smaruje się smarem stałym gwint żerdzi na długości ok 60 mm począwszy od podkładki. Kolejny krok wykonywany jest we wszystkich sposobach mocowania identycznie a mianowicie dochodzi do połączenia wystającej końcówki żerdzi z żerdzią końcową w wyniku skręcenia ich ze sobą za pomocą tulei łączącej. Po czym sposób (c) wymaga zamontowania dodatkowo klucza zwiększającego moment obrotowy na gnieździe dokrętaka. Włączony zostaje posuw a żerdź wprowadzana jest do otworu tak aby podkładka oparła się o górotwór. Następnie należy włączyć obroty wiertarki i dokręcić nakrętkę kotwi momentem 300 Nm +100 dla sposobów (a) i (b) natomiast sposób (c) wymaga momentu większego od 500 Nm+100. Po zakończeniu montowania kotew pracownik ma obowiązek uporządkować miejsce pracy ze zbędnych materiałów i innych przedmiotów. Przewodowy zespołu lub operator SWK ma obowiązek zgłosić osobie dozoru zakończenie wykonywania prac (Materiały kopalniane, 2014).

Kotwa linowa L7/GF1/K – kotwy linowe zabudowywane są we wcześniej odwierconych, zgodnie z przyjętym dla danych warunków schematem zabudowy, otworach o średnicy od 30 mm do 51 mm, a mocowane są w nich za pomocą spoiwa cementowego. Kotwie tego rodzaju mogą być zabudowane jedynie w wyrobiskach zabezpieczonych podstawową obudową kotwową. Na podstawie oceny stanu warunków stropowych i zachowania się obudowy kotwowej podstawowej dokonywanej przez osobę dozoru górniczego oddziału, podejmowana jest decyzja przez Kierownika Działu Robót Górniczych odnośnie lokalizacji i długości otworów oraz czasu zabudowy w nich kotwi od momentu ich odwiercenia. Termin zabudowy kotwi od momentu odwiercenia otworów nie powinien być dłuższy niż 14 dni. Żerdzie linowe powinny być zagięte w odległości około 2 m od jednego końca pod kątem około 120°, a rurki odpowietrzające powinny być dłuższe o około 20 cm od długości kotwi. Należy je przymocować przy pomocy taśmy do końca kotwi. Wiercenie otworów na kotwy linową może odbywać się za pomocą maszyn SWK oraz SWZ, przy

czym proces ten odbywa się z wykorzystaniem przepłuczki wodnej, podczas, gdy do odwiercania otworów maszyną SWK z wieżyczką typu Fletcher nie stosuje się przepłuczki wodnej. Ze względu na znaczne długości lin kotwiących, proces wiercenia otworów jest bardziej złożony niż w przypadku standardowej obudowy kotwowej i wymaga dokładania kolejnych żerdzi wierzących. Długość żerdzi używanych do wiercenia dodatkowo ograniczony jest wymiarami wyrobiska uniemożliwiającym stosowanie pojedynczej, odpowiednio długiej żerdzi. Samo mocowanie kotwi polega na jej wprowadzeniu ręcznym dłuższym, prostym odcinkiem do tworów tak by wystawało z otworów około 20 cm. Po czym mocowana jest w otworze na żerdzi kotwowej głowica cementująca, z której wyprowadzona zostaje na zewnątrz rurka odpowietrzająca, a do samej głowicy podłączony zostaje wąż tłoczący spoiwo. W mieszalniku należy przygotować spoiwo cementowo-wodne (mieszanina wody i cementu o proporcji objętościowej wody do cementu 3:7). Spoiwo powinno mieć konsystencję jednorodną - plastyczną lub ciekło-plastyczną. Takie spoiwo jest tłoczone do otworu przez głowicę kontrolując jednocześnie wypływ powietrza przez rurkę odpowietrzającą. Po ustaniu wypływu powietrza i zatrzymaniu pompy zluźowane zostaje rozparcie głowicy, odłączony wąż tłoczący spoiwo, wyjmuje się głowicę z otworu, myje i można przystąpić do cementowania następnych kotew. Elementy przystropowe (podkładki i zaciski) kotwy linowej należy zamontować na zacementowanych kotwach po upływie około jednej doby. Zaciski nie mogą być skorodowane. Wewnętrzna powierzchnia stożkowa tulei zacisku oraz zewnętrzna powierzchnia wkładu stożkowego muszą być wolne od zanieczyszczeń i pokryte towotem, wewnętrzna powierzchnia wkładu stożkowego musi być czysta i sucha. Elementy przystropowe mocowane są ręcznie przez dociśnięcie do stropu podkładki i tulei zacisku, kolejno nałożony na linę zostaje wkład zacisku i wciśnięty do tulei. Młotkiem należy dobić szczęki wkładu i tuleję tak, by zlikwidować istniejący luz między podkładką a stropem (Materiały kopalniane, 2013).

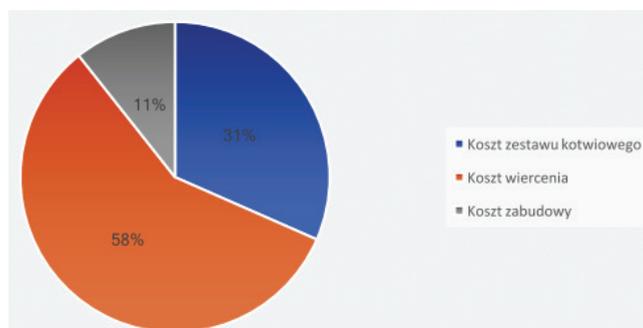
5.1. Koszt zabudowy kotwy ekspansywnej łączonej o długości 5,2 m

Na koszt zabudowy kotwy ekspansywnej łączonej o długości 5,2 m składają się:

- zakup zestawu kotwowego R152/G25X1/Kan
- praca maszyny SWKf (samojezdnego wozu kotwiącego typu Fletcher), która jest w stanie zakotwić średnio 9,8 kotwy na jednej zmianie
- wywiercenie otworu
- zakotwienie kotew w wywierconym otworze.

Znając technologię zabudowy kotew ekspansywnych łączonych wiemy, że najpierw niezbędne jest wywiercenie otworu pod kotew, a później jej zabudowa. Wszystkie te czynności wykonywane są za pomocą jednej maszyny. Rozpatrując kotew o długości

5,2 m, kotwiarka odwierca otwór o długości 5,4 m. Poniżej (rys. 2) przedstawiono procentowy udział kosztów zabudowy kotwy ekspansywnej łączonej o długości 5,2 m:

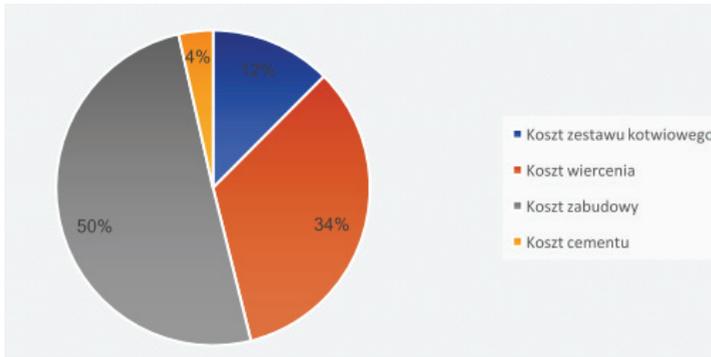


Rys. 2. Procentowy udział kosztów zabudowy kotew ekspansywnych łączonych o długości 5,2 m (opracowano na podstawie: Materiały kopalniane, 2016)

Zabudowa kotwy linowej może zostać dokonana poprzez wywiercenie otworu pod kotwę przez dwie różne maszyny, mowa tu o pojazdach typu SWZ oraz Swift. Różnica w tym wypadku polega na szybkości pracy, jej koszcie oraz ilości załogi niezbędnej do przeprowadzenia prac.

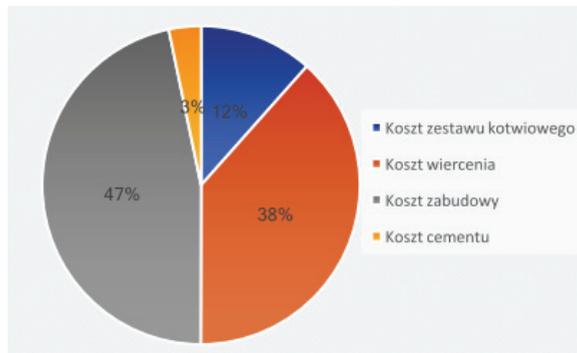
5.2. Koszt zabudowy kotwy linowej o długości 7,0 m

Zabudowa kotwy linowej może zostać dokonana poprzez wywiercenie otworu pod kotwy przez dwie różne maszyny, mowa tu o pojazdach typu SWZ oraz Swift. Różnica w tym wypadku polega na szybkości pracy, jej koszcie oraz ilości załogi niezbędnej do przeprowadzenia prac. Technologia zabudowy kotwy linowej o długości 7,0 m, różni się w znacznym stopniu od sposobu zabudowy kotwy ekspansywnej łączonej. Podstawowym kosztem składowym jest zakup zestawu kotwiewego linowego 7/GF1/K. Następnie proces zabudowy rozłożony zostaje na pracę dwóch różnych maszyn: SWZ oraz WCKL, które wykonują odpowiednio wiercenie i zabudowę kotew linowych (w tym należy uwzględnić także koszt cementu).



Rys. 3. Procentowy udział kosztów zabudowy kotew linowej o długości 7,0 m (opracowano na podstawie: Materiały kopalniane, 2016)

W przypadku zabudowy kotwy linowej przy wykorzystaniu Swift generuje nieco większy koszt niż w przypadku SWZ. Pozostałe koszty nie ulegają zmianie, a więc: zakup zestawu kotwiewego, cementu. Zabudowa kotwy linowej w otworze odbywa się przy użyciu tej samej maszyny typu WCKL. Procentowy udział kosztów zabudowy kotwy linowej przy wykorzystaniu SWKf w procesie wiercenia przedstawiono poniżej na rys. 4:



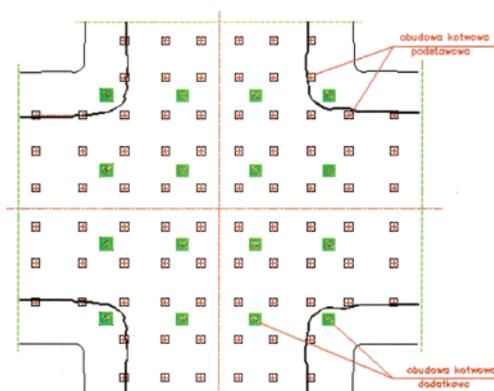
Rys. 4. Koszt zabudowy kotwy linowej przy wykorzystaniu SWKf w procesie wiercenia (opracowano na podstawie: Materiały kopalniane, 2016)

6. Analiza czasu niezbędnego do zakotwienia skrzyżowania przy użyciu kotew długich

Analizę przeprowadzono dla identycznych warunków geologiczno-górnictwowych. Rozpatrywane skrzyżowanie zostało wcześniej zabezpieczone przy użyciu standardowej obudowy kotwowej o długości 1,8 m i siatce kotwienia 1,0×1,0 m. Ze

względu na dużą powierzchnię odsłonięcia stropu zdecydowano się na zastosowanie obudowy dodatkowej w postaci kotew długich o siatce kotwienia 2,0×2,0 m (rys. 5). Analizie poddano 3 różne warianty:

- kotwy ekspansywne łączone o długości 5,2 m
- kotwy linowe o długości 7 m z wykorzystaniem SWZ w procesie wiercenia
- kotwy linowe o długości 7 m z wykorzystaniem SWKf w procesie wiercenia.



Rys. 5. Schemat dodatkowego zabezpieczenia stropu na skrzyżowaniu kotwami długimi (Materiały kopalniane, 2015a,c)

Na potrzeby rozpatrywanego skrzyżowania strop zostanie wzmocniony 16 kotwami długimi, których koszt i czas montażu poddano analizie.

Tab. 1. Dane dotyczące kotwienia długiego

Wiercenie otworów pod kotwy linowe	SWZ	6,7 otw/robdn	normoobsada na maszynie 2 osoby	długość otworu 7,0 m
	SWKf	9,2 otw/robdn	normoobsada na maszynie 1 osoba	długość otworu 7,0 m
Zakładanie kotew linowych	WCKL	4,2 otw/robdn	normoobsada na maszynie 3 osoby	długość otworu 7,0 m
Kotwienie – kotwy rozprężne łączone	SWKf	9,8 otw/robdn	normoobsada na maszynie 1 osoba	długość otworu 5,2 m

6.1. Zabezpieczenie skrzyżowania z wykorzystaniem kotew ekspansywnych łączonych o długości 5,2 m

Po przeanalizowaniu danych pozyskanych z działu norm oraz technologii zabudowy omawianych kotew można wnioskować, że skrzyżowanie zostanie zabezpieczone przed odspajaniem się mas skalnych z stropu w ciągu dwóch zmian

roboczych. Dodatkowymi zaletami montażu kotew łączonych jest fakt, iż do pracy przy tym procesie potrzebujemy jednego pracownika, który jest w stanie samodzielnie odwiercić otwór i następnie wprowadzić w niego żerdź i dokonać jej sprężenia z górotworem. Pozwala to na szybkie i bezpośrednie zabezpieczenie warstw stropowych przed odspojeniem w przypadku występowania ryzyka spękanego górotworu powyżej wysokości kotwienia standardowymi kotwami o długości 1,8 m.

6.2. Zabezpieczenie skrzyżowania kotwami linowymi o długości 7 m z wykorzystaniem SWZ w procesie wiercenia

Użycie kotew linowych wymaga zaangażowania większej ilości maszyn i ludzi, co bezpośrednio przekłada się na większe koszty. Technologia zabudowy znacząco różni się od sposobu montażu kotew łączonych i wymaga zastosowania dwóch różnych maszyn SWZ, aby wywiercić otwór o długości 7 m oraz WCKL odpowiedzialnej za umieszczenie liny w otworze a następnie wtłoczenia cementu pod wysokim ciśnieniem tak, by zapewnić odpowiednią współpracę liny z górotworem. Załoga SWZ to 2 pracowników, a w zakładaniu liny uczestniczy aż 3 pracowników. Dwie maszyny oznaczają również oddzielne prowadzenie poszczególnych prac ze względu na duże gabaryty wozów górniczych. Wywiercenie otworów zajmie w tym wypadku 3 zmiany robocze a umieszczenie lin w otworach to dodatkowe 4 zmiany. Łączny czas zabezpieczenia skrzyżowania to 7 zmian roboczych.

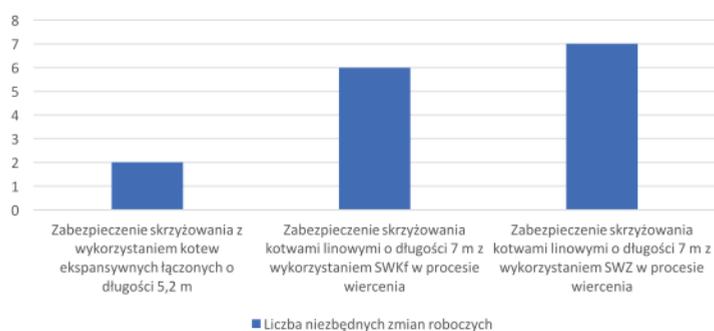
6.3. Zabezpieczenie skrzyżowania kotwami linowymi o długości 7 m z wykorzystaniem SWKf w procesie wiercenia

Do procesu wiercenia możemy stosować zamiennie pojazd typu SWKf, którego załogę stanowi zaledwie 1 pracownik. Pojazd typu SWKf jest w stanie wywiercić więcej otworów w trakcie zmiany, a co za tym idzie, wywiercenie 16 otworów zajmie 2 zmiany. Niezmiennie umieszczenia 16 lin w otworach zajmie załozde 4 zmiany, łącznie zabezpieczenie skrzyżowania zajmie 6 zmian roboczych.

7. Wnioski końcowe

Obudowa dodatkowa w postaci kotew ekspansywnych łączonych o długości od 3,6 do 8,0 m oraz kotew linowych niepodważalnie spełnia swoje zadanie, jakim jest zabezpieczenie wyrobisk i skrzyżowań w przypadku pogarszających się warunków

geologiczno-górnictwych. Omawiane obudowy znacząco różnią się między sobą, tak w sposobie montażu jak i pod względem kosztu i czasu zabudowy. Kotwy ekspansywne łączone charakteryzują się łatwiejszym sposobem montażu, który wymaga pracy zaledwie jednego pracownika będącego operatorem maszyny SWKf. Pracownik jest w stanie zabezpieczyć omawiane wcześniej skrzyżowanie w ciągu 2 zmian roboczych. A technologia zabudowy pozwala na natychmiastowe osiągnięcie zakładanych parametrów nośności kotwy w przypadku stwierdzenia pogorszenia stateczności stropu. Podczas, gdy do zabezpieczenia skrzyżowania przy użyciu kotew linowych niezbędnych jest minimum 3 pracowników zakładając, że montaż lin odbywać się będzie po wywierceniu wszystkich otworów. Istnieje również możliwość równoległego postępu maszyn SWZ/SWKf oraz WCKL odpowiedzialnych odpowiednio za wiercenie otworów i montaż lin w otworach, o ile przestrzeń wyrobiska/skrzyżowania będzie na to pozwalać. Zabezpieczenie rozpatrywanego skrzyżowania wykorzystując kotwy linowe zajmie odpowiednio 6 zmian roboczych, gdy za odwiercenie otworów wykorzystywana będzie maszyna typu SWZ, natomiast, gdy wiercenie powierzymy maszynie typu SWKf proces trwać będzie do 7 zmian roboczych.



Rys. 6. Wykres obrazujący czas zabudowy skrzyżowania w kotwy długie (opracowanie własne)

Poddając analizie powyższy wykres możemy stwierdzić, iż kotwy ekspansywne łączone pozwalają na przynajmniej trzykrotnie szybsze zabezpieczenie warstw stropowych. Koszty zabudowy w przypadku kotew ekspansywnych łączonych są najmniejsze. Zmiana nastąpiła jednak w przypadku kotew linowych, gdyż pomimo najdłuższego czasu kotwienia przy użyciu SWZ, proces ten jest tańszy niż przy wykorzystaniu SWKf.

Dodatkowo pomimo omówionych różnic kotwy te mają różne przydatne cechy. I tak kotwy ekspansywne łączone pozwalają na obserwowanie występowania ciśnień poziomych w stropie. Obserwacja wynika z dużej podatności kotwy na ścinanie, co w połączeniu z pojawieniem się wysokich ciśnień poziomych prowadzi do zerwania kotwy. Kotwa linowa charakteryzuje się większą wytrzymałością na ścinanie wynikającą z jej giętkości, co umożliwia stosowanie tego rodzaju obudowy

dotatkowej w stropach zuskokowanych. Kotwy linowe pozwalają na dopasowanie długości liny do długości otworu podczas, gdy w przypadku kotwy łączonej nie ma możliwości zabudowy żerdzi w zbyt płytkim otworze. W takim wypadku niezbędne jest powtórne wywiercenie otworu. Dodatkowo spoiwo cementowe stosowane w kotwach linowych, poza działaniem wiążącym linę z górotworem, wypełnia już istniejące pustki i rozwarstwienia niwelując ich niekorzystny wpływ na strop. Podsumowując, nie można jednoznacznie stwierdzić, który rodzaj kotew długich jest lepszy, na pewno mamy do dyspozycji dwa rodzaje obudowy dodatkowej długiej, którymi możemy zabezpieczyć wyrobiska górnicze w zależności od panujących warunków geologiczno-górnich skał stropowych, jak i chwilowej dostępności maszyn niezbędnych do wykonania obudowy kotwowej długiej. Kolejnym ważnym czynnikiem mającym wpływ na wybór rodzaju kotwy długiej ma czas, w jakim obudowa dodatkowa musi zostać wykonana.

Literatura

- Butra J., 2007. Systemy eksploatacji, sposoby urabiania oraz rodzaje obudowy wyrobisk. Monografia KGHM Polska Miedź S.A., Górnictwo, KGHM CUPRUM Sp. z o. o. CBR, Wrocław.
- Chudek M., 1975. Obudowa wyrobisk górniczych, Część 1, Obudowa wyrobisk korytarzowych i komorowych, Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice.
- Chudek M., Duży S., 2005. Geotechniczne problemy utrzymania wyrobisk korytarzowych w złożonych warunkach geologiczno-górnich. Górnictwo i Geoinżynieria, rok 29, zeszyt 3/1, s. 157 – 164.
- Materiały kopalniane. Katalog systemów eksploatacji rud miedzi dla kopalń KGHM Polska Miedź S.A., KGHM Polska Miedź S.A., 2013. Lubin.
- Materiały kopalniane. Instrukcja nr 01/ZT/ZGPS zabudowy łączonych kotew rozprężnych typu OB25/1, OB25/2 i OB25/3, KGHM Polska Miedź S.A., 2014. Oddział zakłady górnicze „Polkowice-Sierszowice”.
- Materiały kopalniane. Dobór obudowy dla wyrobisk eksploatacyjnych w piętrze C7, KGHM Polska Miedź S.A., 2015a. Oddział Zakłady Górnicze „Polkowice-Sierszowice”, Kaźmierzów.
- Materiały kopalniane. Instrukcja nr 03/TT/ZGPS Instrukcja stosowania ładunków cementowych do zabudowy kotwi, 2015b. KGHM Polska Miedź S.A.
- Materiały kopalniane. Dobór obudowy dla pól A C i G, KGHM Polska Miedź S.A., 2015c. Oddział Zakłady Górnicze „Polkowice-Sierszowice”, Kaźmierzów.
- Materiały kopalniane. Charakterystyka złoża (pokładu), wraz z niezbędnymi mapami i przekrojami, KGHM Polska Miedź S.A., 2015d. Oddział Zakłady Górnicze „Polkowice-Sierszowice”, Kaźmierzów.
- Materiały kopalniane. Cennik kalkulacyjny usług maszynowych. KGHM Polska Miedź S.A., 2016. Oddział Zakłady Górnicze „Polkowice-Sierszowice”, Kaźmierzów.
- Pytel W., 2012. Geomechaniczne problemy doboru obudowy kotwowej dla wyrobisk górniczych, KGHM CUPRUM c. z o. o. CBR, Wrocław.

Podziękowania

Niniejszy artykuł powstał w oparciu o pracę inżynierską (D. Szkurata) realizowaną na Wydziale Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej w roku akademickim 2016/2017.

UTWARDZANIE GŁÓWNYCH DRÓG TRANSPORTOWYCH Z WYKORZYSTANIEM SKAŁY PŁONNEJ

Magda A. Wajda*, Bogumiła Pałac-Walko*

* Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, Wybrzeże Wyspiańskiego 27,
50-370 Wrocław

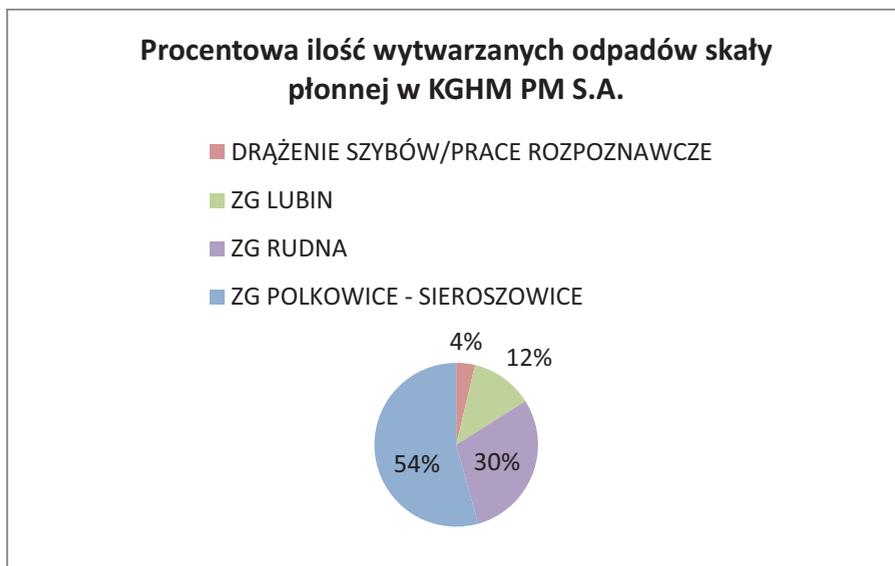
Abstrakt

Drogi w kopalni są jednym z ważniejszych elementów jej funkcjonowania. Ich budowa musi być dokonana przy uwzględnieniu praktycznej wiedzy górniczej oraz zgodnie z przepisami obowiązującymi w zakładzie górniczym. Wykonana droga powinna zapewniać całkowite bezpieczeństwo i efektywność pracy. Dobór technologii budowy dróg zależy od natężenia ruchu maszyn, geometrii wyrobiska oraz jego zawodnienia. W artykule przedstawiono technologię budowy dróg transportowych z wykorzystaniem skały płonnej.

Słowa kluczowe: drogi transportowe, skała płonna, kopalnie rud miedzi.

1. Pozyskiwanie skały płonnej

Prowadzenie każdej działalności górniczej wiąże się z powstawaniem odpadów wydobywczych, którymi w myśl definicji są odpady pochodzące z poszukiwania, rozpoznawania, wydobywania, przeróbki i magazynowania kopalin ze złóż. Według obecnej ustawy „wytwórca odpadów jest zobowiązany do gospodarowania wytworzonymi przez siebie odpadami” (art. 27, ust. 1, rozdział 9, dział II, Ustawy o odpadach). Z analizy wynika, że na terenie LGOM wytwarza się około 32 mln. Mg. odpadów na rok, z czego 4 mln. Mg to skała płonna (dane przedstawione zostały na rys. 6), a 28 mln. Mg to odpady z flotacji rud miedzi (Kotarska, 2012). Skała płonna to skała towarzysząca eksploatowanej kopalinie, uznawana za nieużyteczną, zbudowana głównie z piaskowców, dolomitów wapieni, anhydrytów, łupków, margli i żwirów.

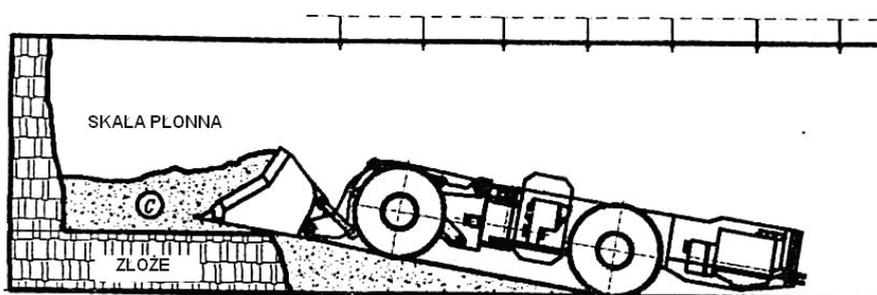


Rys. 1. Procentowa ilość wytwarzanych odpadów skały pónnej w KGHM Polska Miedz S.A. – opracowanie własne na podstawie danych Kotarska (2012)

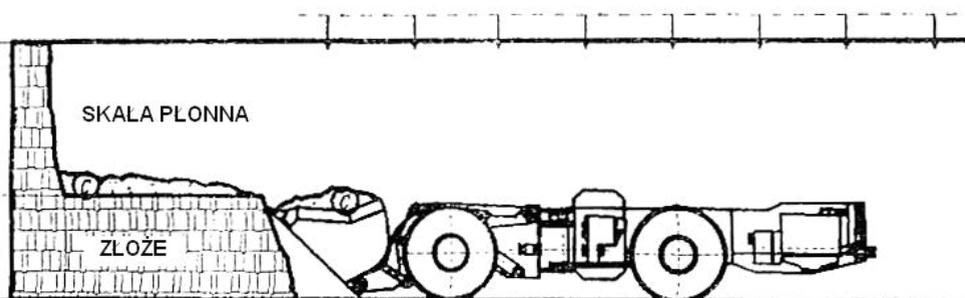
W kopalniach KGHM wyróżnia się odpad skały pónnej pochodzący m.in. z prac związanych z drażeniem szybów, zdeponowany w obiektach unieszkodliwiania oraz wydobywany podczas eksploatacji górniczej, który w całości, na bieżąco wykorzystywany jest na dole kopalni do wypełniania pustek poeksploatacyjnych, podsypek pod stopy podporowe oraz do utwardzania dróg.

Pozyskiwanie skały pónnej z przodków eksploatacyjnych odbywa się tzw. rozdzielczym wybieraniem złoża (wydzielając próg złożowy lub półkę złożową) w momencie gdy miąższość złoża jest mniejsza od wysokości wyrobiska. W zależności od kolejności urabiania wybieranie rozdzielcze może być prowadzone na cztery sposoby:

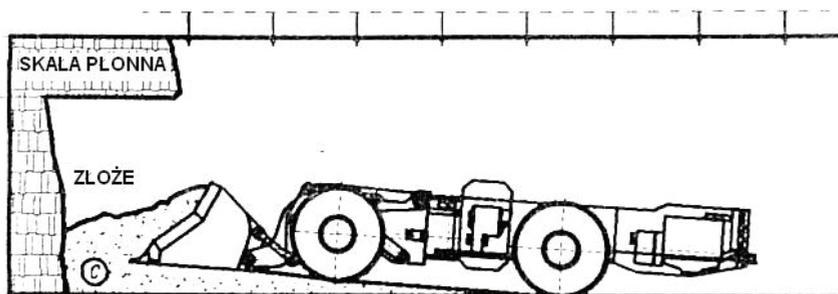
- urabianie początkowo przystropowej warstwy skały pónnej, przy niskim progu złożowym (rys. 2a)
- urabianie początkowo przystropowej warstwy skały pónnej, przy wysokim progu złożowym (rys. 2b)
- urabianie początkowo przyspągowej warstwy złożowej, z półką kamienną (rys. 2c)
- urabianie początkowo przystropowej warstwy złożowej, z odstrzeliwanym progiem kamiennym (rys. 2d).



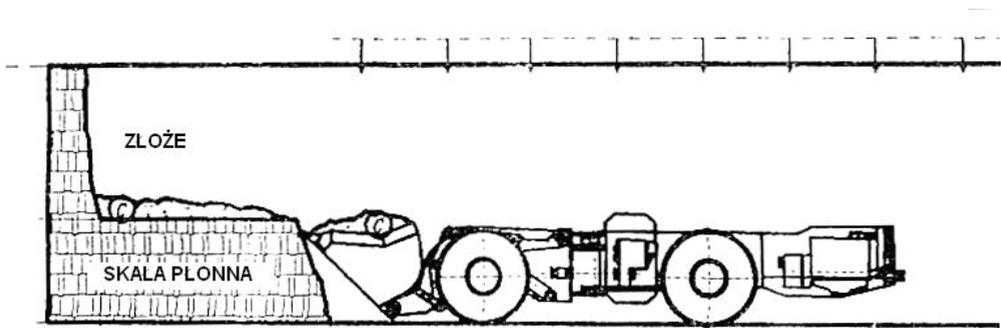
Rys. 2a. Urabianie przy niskim progu złożowym (Ambroża, 2007)



Rys. 2b. Urabianie przy wysokim progu złożowym (Ambroża, 2007)



Rys. 2c. Urabianie z półką kamienną (Ambroża, 2007)



Rys. 2d. Urabianie z odstrzeliwanym progiem kamiennym (Ambroża, 2007)

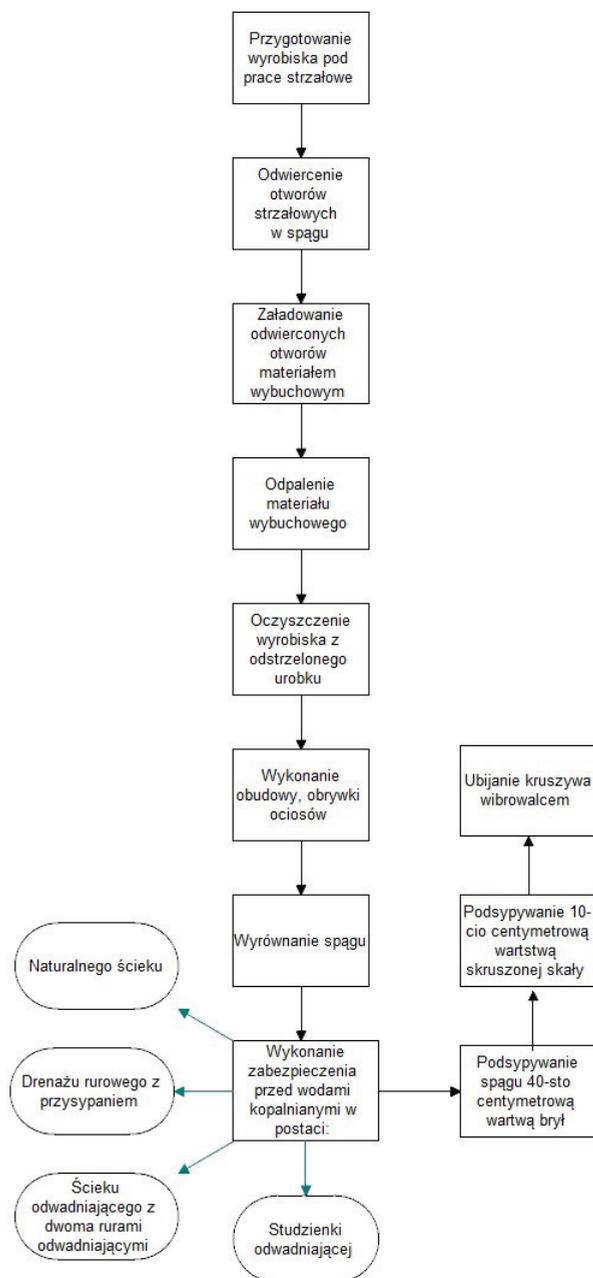
Roboty strzałowe prowadzone są osobno dla skał płonnych i złożowych, a dla każdego wariantu przygotowane są odpowiednie metryki strzałowe.

2. Technologia budowy i utwardzania dróg

Drogi dołowe są to podziemne wyrobiska chodnikowe przeznaczone do przejazdu maszyn górniczych i ruchu ludzi, w których wyróżnia się:

- drogi stałe (główne) – dla długotrwałego ruchu maszyn
- drogi wewnątrzoddziałowe – wyznaczone dla ruchu maszyn stosowanych w procesach technologicznych
- drogi inne – wyznaczane doraźnie poza drogami stałymi i wewnątrzoddziałowymi.

Aby ruch maszyn po drogach odbywał się swobodnie muszą one zostać odpowiednio utwardzone (Mysków i Stempin, 2009) – tak jak pokazano na poniższym schemacie (rys. 3). Do utwardzanie głównych dróg transportowych na jednym z oddziałów szybu R-IX używa się skały płonnej (dolomit), towarzyszącej rudzie miedzi (fot. 1).



Rys. 3. Cykl utwardzania dróg transportowych na oddziale G-19 (opracowanie własne)

Dolomit jest to skała węglanowa, pochodzenia organicznego, w skład której wchodzi głównie minerał dolomitu ($MgCa(CO_3)_2$), z niewielkimi domieszkami kalcytu (Liber-Madziarz i Teisseyre, 2002). Jej wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie waha się między średnią a dużą, a ścieralność jest mała. Stosowana jest w budownictwie jako kamień budowlany, kruszywa drogowe i budowlane. Dolomity wykorzystywane są także w przemyśle hutniczym, jak topnik – substancja ułatwiająca lutowanie.



Fot. 1. Przykład skały płonnej zbudowanej z dolomitu (fot. M. Wajda)

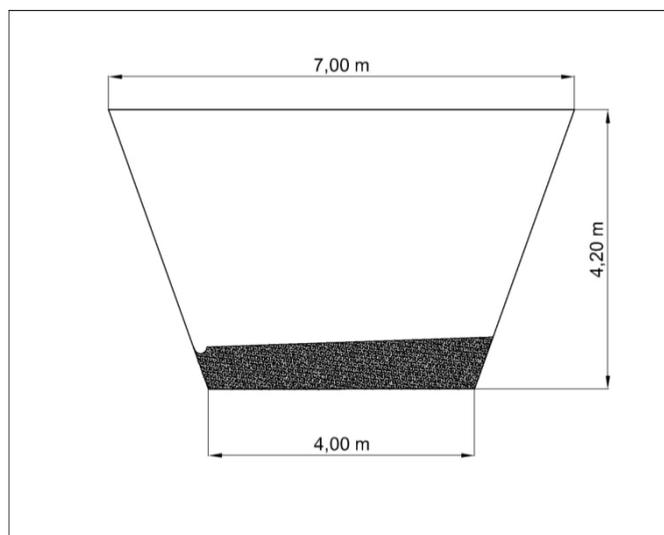
Budowy dróg w kopalni podziemnej rozpoczyna się od odpowiedniego przygotowania wyrobiska. Zakres pracy dążących do uzyskania wysokości 4,2 metra (przyjęte przez jeden z oddziałów) od stropu do spągu obejmuje kolejno:

- osłonę, zabezpieczenie istniejących mediów – wykonanie osłony z gumowych taśm
- przekładkę mediów (woda, prąd, łączność) – demontaż lub przekładka na inne wyrobisko istniejących mediów na czas przebudowy drogi
- przygotowanie do przybierki spągu (ociosów) – usunięcie przyzm urobku, dokonanie obrywki ociosów i oczyszczenie chodnika pod roboty strzałowe
- odwiercenie spągu wyrobiska zgodnie z metryką zatwierdzoną przez Kierownika Działu Robót Górniczych (KDRG) – wiercenie otworów strzałowych za pomocą samojednego wozu wierzącego
- załadunek odwierconych otworów w spągu materiałem wybuchowym ręcznie lub mechanicznie
- odpalenie materiału wybuchowego załadowanego do otworów strzałowych
- wybierania i wywiezienie nadmiaru urobku po strzale za pomocą ładowarek kopalnianych

- wykonanie obrywki ociosów wyrobiska (ręczna lub mechaniczna)
- uzupełnienie obudowy po obrywce
- wybieranie i wywiezienie nadmiaru urobku po obrywce za pomocą ładowarek kopalnianych
- wyrównanie spągu.

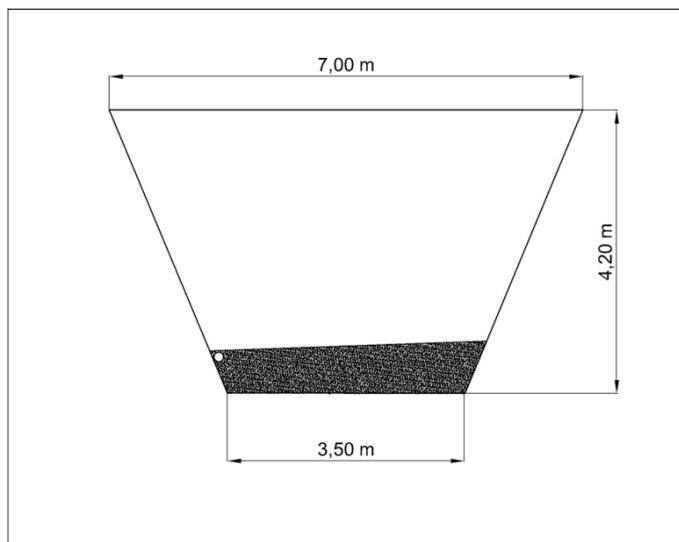
Po wykonaniu przybierki i wyrównaniu spągu należy dokonać zabezpieczenia wyrobiska przed nagłym, niekontrolowanym wtargnięciem wód kopalnianych – w tym celu stosuje się cztery warianty zabezpieczenia:

- wykonanie naturalnego ścieku – dla szerokich wyrobisk (rys. 4)



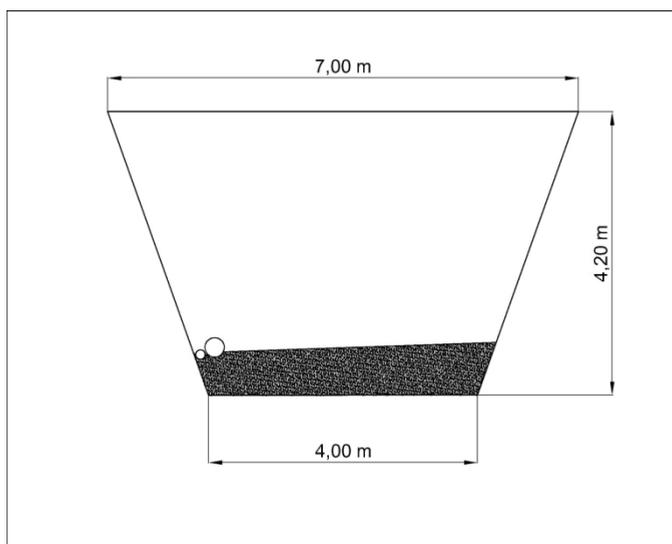
Rys. 4. Wyrobisko z naturalnym ściekiem (opracowanie własne)

- wykonanie drenażu rurowego z przysypaniem – umieszczenie rur odwadniających w zagłębieniu, następnie przysypanie warstwą skały płonnej – w przypadku wąskich wyrobisk (rys. 5)



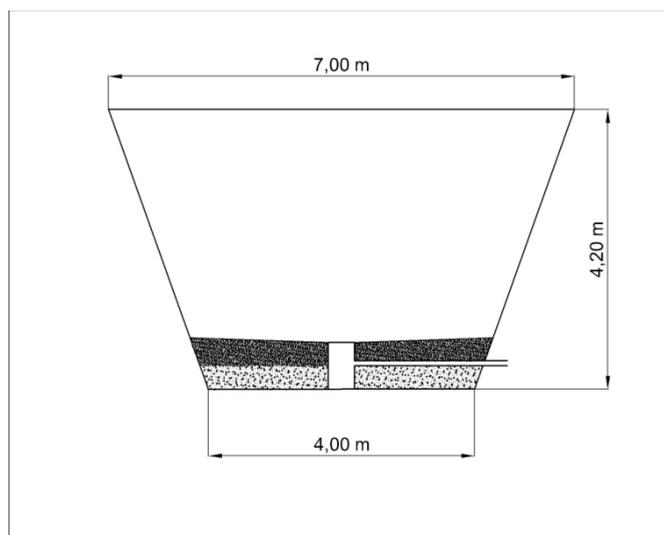
Rys. 5. Drenaż rurowy z przysypaniem skałą płonną (opracowanie własne)

- wykonanie cieku odkrytego z dwoma rurami odwadniającymi – umieszczenie dwóch rur w cieku - jedna tzw. dystans (kawałek „upalonej” rury) o średnicy 150 mm i druga o średnicy 250 lub 300 mm znajdująca się powyżej (działa jako „odbijak” dla maszyn) (rys. 6)



Rys. 6. Ściek odkryty z dwoma rurami (wykonanie własne)

- wykonanie studzienki odwadniającej – jeśli na środku wyrobiska zbiera się woda, wówczas wykonywana jest studzienka, którą dookoła obsypujemy skałą płonną (zawierającą duże frakcje) do takiej wysokości, w której ustawiana jest rura odwadniająca. Kolejno tak wykonaną studzienkę przysypujemy kruszywem, co obrazuje rys. 7.



Rys. 7. Studzienka odwadniająca (opracowanie własne)

Kolejnym krokiem w technologii wykonywania dróg transportowych jest podsypywanie drogi różnymi frakcjami brył skalnych. Wyodrębnić tutaj można 3 etapy:

- pierwszy etap – transport skały z oddziały wydobywczego i podsypywanie około 40-sto centymetrową warstwą brył o dużej frakcji
- drugi etap – transport skał z oddziały wydobywczego, następnie kruszenie skał za pomocą kruszarki (fot. 2). Aby otrzymać 10-cio centymetrową warstwę podsypki wyrobiska, potrzebny jest 1 wóz skruszonego materiału skalnego (co stanowi 3 wozy nieskruszonej skały płonnej)

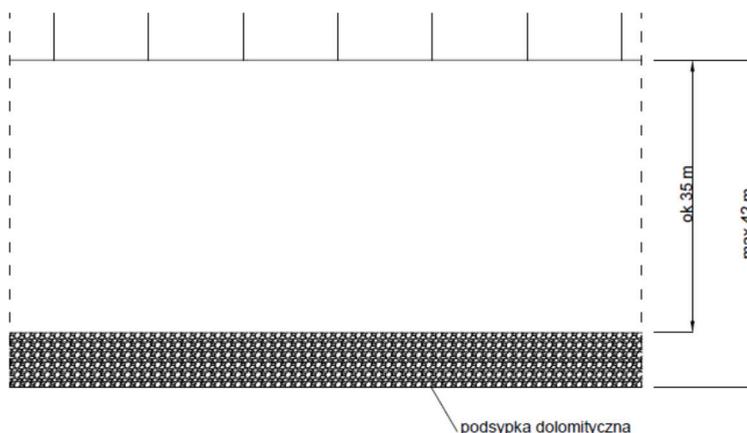


Fot. 2. Przykład kruszarki (fot. M. Wajda)

- etap trzeci – ubijanie kruszywa wibrowalцем (fot. 3) – z 10 centymetrowej warstwy zostaje warstwa 6-7 centymetrowa (rys. 8)



Fot. 3. Przykład wibrowalca (fot. M. Wajda)



Rys. 8. Wygląd wyrobiska po dokonaniu utwardzenia i wyrównania spągu (materiały kopalniane)

Drogi, po których odbywa się ruch maszyn, powinny być poddawane systematycznej konserwacji i naprawie, tak by nie występowały nierówności spągu, nagromadzenie przyzmy urobku oraz innych przedmiotów mogących spowodować utrudnienia przejazdu maszyn. Nierówności spągu mogą występować podczas jego wypiętrzenia, wówczas w tym miejscu ładowarką kopalnianą dokonuje się wyrównania i odnowienia tego odcinka drogi. Do sprawdzenia obniżania się stropu lub wypiętrzenia spągu powszechnie stosowane są konwergometry.

Utwardzenie dróg skałą płonną nie daje całkowitego zabezpieczenia dla opon maszyn górniczych. W tym celu stosowane są łańcuchy ochronne mające za zadanie chronić opony przez przedwczesny zużyciem (w tym np. ścieraniem) oraz dodatkowo przed rozcięciami i przebicciem. Łańcuchy stały się w kopalni podziemnej sposobem na obniżenie kosztów eksploatacji maszyn górniczych a co za tym idzie obniżenie kosztów wydobywania rudy miedzi (Krawczyk, 2007).

3. Podsumowanie

Stworzenie możliwości utwardzania dróg skałą płonną daje wiele korzyści dla funkcjonowania kopalni rud miedzi w Polsce. Jedną z podstawowych zalet jest podziemne składowanie tego odpadu wydobywczego, dzięki czemu kopalnia nie ponosi kosztów związanych z przygotowaniem i transportem skały płonnej na powierzchnię. Składowanie mniejsze zużycie maszyn górniczych oraz ich opon – których koszt wymiany może wynosić nawet 100 tys. złotych. Dodatkowym atutem jest zwiększona prędkość maszyn górniczych, która wpływa na ich wydajność.

odpadów na powierzchni ziemi należy do kosztownych m.in. z uwagi na potrzebę znalezienia oraz kupna miejsca do składowania, a także opłat za składowanie materiałów. Dzięki wyrównanym drogą można liczyć także na mniejsze zużycie maszyn górniczych oraz ich opon – których koszt wymiany może wynosić nawet 100 tys. złotych. Dodatkowym atutem jest zwiększona prędkość maszyn górniczych, która wpływa na ich wydajność.

Literatura

- Ambroża S., 2007. Kierunki rozwoju systemów komorowo-filarowych, Praca magisterska nieopublikowana, Wrocław
- Butra J., Kicki J., 2003. Ewolucja technologii eksploatacji złóż rud miedzi w polskich kopalniach, Wyd. Instytut GSMiE PAN, Kraków.
- Kotarska I., 2012. Odpady wydobywcze z górnictwa miedzi w Polsce – bilans, stan zagospodarowania i aspekty środowiskowe, CUPRUM, Wrocław.
- Krawczyk S., 2007. Eksploatacja łańcuchów ochronnych kół samojezdnych maszyn górniczych na przykładzie doświadczeń KGHM „Polska Miedź” S.A. O/ZG „Polkowice-Sieroszowice”, Szkoła eksploatacji podziemnej, Szkoła XVI, Kraków
- Liber-Madziarz E., Teisseyre B., 2002. Mineralogia i petrografia, Oficyna wydawnictwa Politechniki Wrocławskiej, Wrocław.
- Mysków M., Stempin P., 2009. Wykaz aktualnych instrukcji w dziale głównego inżyniera górniczego, KGHM, O/ZG „Rudna”.

Podziękowania

Niniejszy artykuł powstał w oparciu o pracę inżynierską realizowaną przez M. Wajdę na Wydziale Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej w roku akademickim 2014/2015.

ISBN 978-83-946706-4-1