

Piotr KOŁODZIEJCZYK, Stefan MUSIOŁ, Marek WESOŁOWSKI

Politechnika Śląska, Gliwice

Określenie zasięgu zniszczeń górotworu w otoczeniu wyrobiska ścianowego z wykorzystaniem modelowania numerycznego

Słowa kluczowe

Górotwór, strefy zniszczeń, wyrobisko ścianowe

Streszczenie

Podstawową zasadą eksploatacji górniczej pokładów jest ich wybieranie w kolejności z góry w dół. Rygorystyczne przestrzeganie tej zasady nie zawsze jest uzasadnione, a nawet może prowadzić do niepożądanych skutków. Przykładem może być prowadzenie eksploatacji odprężającej w przypadku zagrożenia tapaniami lub konieczność odgazowania złoża przy wybieraniu pokładu w warunkach dużego zagrożenia metanowego. W takich sytuacjach rozsądniejszym jest czyste wybranie w pierwszej kolejności pokładu niżej zalegającego, jeżeli panujące w nim warunki geologiczno-górnice zapewniają możliwość takiej eksploatacji. Muszą przy tym być spełnione jeszcze inne warunki związane z grubością warstw skał stropowych, zapewniające ochronę pokładu wyżej leżącego i możliwość jego wybrania w późniejszym terminie. W takim przypadku najczęściej zachodzi konieczność oceny zasięgu oddziaływania eksploatacji górniczej na górotwór nadległy oraz występujące powyżej pokłady węgla, w szczególności, gdy projektowany do eksploatacji pokład ma być wybierany systemem ścianowym z zawałem stropu.

W przedstawionym artykule przeprowadzono numeryczną symulację komputerową eksploatacji górniczej wyrobiskami ścianowymi w pokładzie węgla. Komputerową symulację eksploatacji górniczej wykonano przy pomocy pakietu programowego FLAC^{3D}. Program ten oparty jest na metodzie różnic skończonych. Analizowano zasięg strefy zniszczeń w górotworze otaczającym wyrobiska ścianowe. Prognozę zasięgu zniszczeń górotworu przeprowadzono w oparciu o dwa, różne modele górotworu otaczającego pokład.

1. Wstęp

Zasady techniki górniczej nakazują wybierania pokładów węgla z zachowaniem kolejności ich wybieranie z góry w dół. Znajduje to odzwierciedlenie w obowiązujących przepisach prawa górniczego, gdzie w § 88 rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28.06.2002 w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. Nr 139 poz. 1169 z 2002r) zapisano:

1. Partię złoża lub pokład wyżej leżący wybiera się przed pokładem leżącym niżej.
2. Określona w ust. 1 kolejność wybierania może być zmieniona, gdy:

- zachodzi konieczność odprężenia lub odgazowania pokładu,
- odległość i własności skał między pokładami zabezpieczają pokład wyżej leżący przed skutkami eksploatacji pokładu leżącego niżej,
- wybieranie pokładu niżej leżącego odbywa się z zastosowaniem podsadzki.
- Występuje jednak wiele przyczyn powodujących, że odstępuje się od niej. Główne z nich to:

- konieczność odwodnienia, odprężenia lub odgazowania górotworu,
- potrzeba uzyskania odpowiednich gatunków węgla lub wybranie bardziej wartościowego pokładu, zalegającego w dogodniejszych warunkach geologiczno-górnictwowych, cechujących się stałością parametrów zalegania,
- względy ekonomiczne, np. czasowe zaniechanie wybierania pokładu cienkiego,
- brak frontu eksploatacyjnego,
- różne trudności ruchowe, jak np. trudne i kosztowne udostępnienie itp.

W takiej sytuacji pojawia się problem określenia niekorzystnych skutków zmiany kolejności wybierania pokładów i podebrania pokładu wyżej leżącego. Dotyczy to określenia zarówno zasięgu strefy zaburzeń wywołanych podebraniem pokładu wyżej leżącego, jak i skutków tego podebrania.

W załączniku nr 4 do cytowanego rozporządzenia określono zasady prowadzenia eksploatacji w sytuacji, gdy dokonano zmiany kolejności wybierania pokładów. Wyznaczają one sposób oszacowania przypuszczalnych skutków takiej zmiany w pokładzie podebranym oraz bezpieczną odległość pomiędzy pokładami podbierającym i podbieranym. W takiej sytuacji określa się tzw. wskaźnik podbierania wyliczony wzorem:

$$M = \frac{h}{m} \quad (1.1)$$

gdzie:

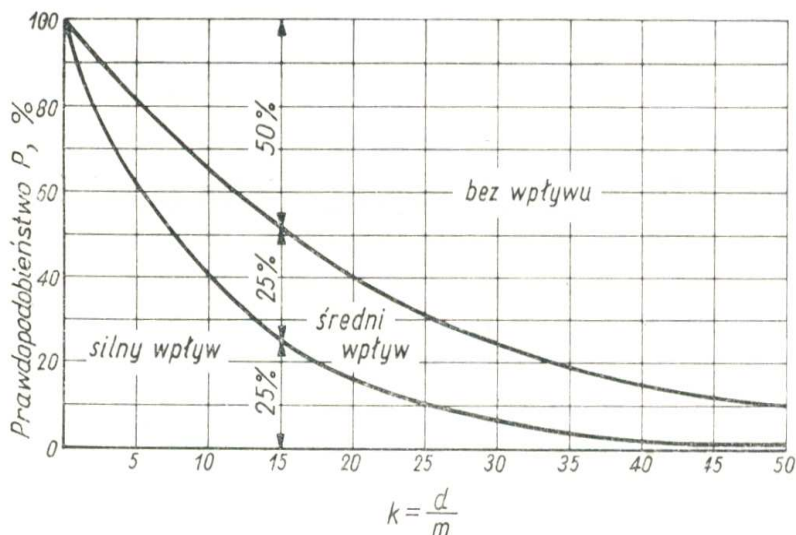
h – grubość warstw skalnych pomiędzy pokładem odprężającym i odprężanym (podbierającym i podbieranym),

m – grubość pokładu odprężającego (podbierającego).

Dla wartości wskaźnika podbierania:

- $M \geq 7$ - eksploatacja pokładu odprężającego (podbierającego) może być prowadzona z zawałem stropu,
- $5 \leq M < 7$ - eksploatacja pokładu odprężającego (podbierającego) może być prowadzona z zawałem stropu tylko po wykonaniu szczegółowej analizy warunków geologiczno-górnictwowych i stwierdzeniu, że nie spowoduje ona zniszczenia pokładu odprężanego (podbieranego),
- $M < 5$ - eksploatacja pokładu odprężającego (podbierającego) może być prowadzona tylko z podsadzką hydrauliczną.

Oceny skutków tego podbierania można dokonać wykorzystując przedstawione na rys. 2.1 krzywe prawdopodobieństwa wystąpienia zdeformowania górotworu (pokładu podebranego) opracowane przez W. Budryka. Na wykresie tym wielkość k odpowiada wcześniej zdefiniowanej wielkości M .



Rys. 2.1. Wyznaczenie prawdopodobieństwa wystąpienia wpływów podebrania pokładu wg Budryka (Borecki M., Chudek M. 1972)

Fig. 2.1. Designation the likelihood of occurrence of the influence of seam filching by Budryk

Wykorzystując przedstawiony wykres oparty na przeprowadzonych badaniach empirycznych można określić prawdopodobieństwo wystąpienie wpływów silnych, średnich oraz braku wpływów podebrania.

Wielkość zasięgu strefy szkodliwych wpływów eksploatacji na górotwór i podbierany pokład można również dla warunków GZW określić ze wzorów zamieszczonych w tabeli 2.1 (Borecki M., Chudek M. 1972). Zamieszczono w niej również przykładowo wyliczony według nich zasięg tej strefy, spowodowany wybiciem z zawałem stropu pokładu grubości 3,0m.

Przedstawiony przykład obliczeń wykazuje bardzo dużą fluktuację uzyskanych rezultatów. Wynika to z wspólnej cechy przytoczonych rozwiązań. Rozwiązania te oparte są wyłącznie na parametrach geometrycznych opisujących grubość wybranego pokładu podbierającego oraz odległość dzielącą pokład podbierający i podbierany. Rozwiązania zaproponowane przez M. Chudka i in. stanowią znaczący postęp, uwzględniono w nich bowiem parametry charakteryzujące rumowisko zawałowe, jak współczynnik rozluźnienia skał oraz ściśliwość zawału. Brak generalnie parametrów charakteryzujących właściwości skał budujących górotwór oraz warunki naturalne w postaci naprężeń górotworu panującego na danej głębokości, stanu naprężenia kształtowanego przez przestrzenną konfigurację krawędzi eksploatacji zatrzymanej i nie wybranych resztek w pokładach nadległych i niżej zalegających. Przedstawione rozwiązania oparte były na statystycznej analizie zjawisk zachodzących w górotworze. Zostały one opracowane dość dawno, a więc na bazie danych pochodzących z eksploatacji prowadzonej w innych warunkach, zwykle na znacznie mniejszej głębokości od tej na jakiej obecnie najczęściej prowadzi się wybieranie złoża, co niewątpliwie miało wpływ na uzyskane rezultaty. Rodzić się więc muszą wątpliwości co do nadal obowiązującej ich słuszności.

Znane są również inne metody oceny zasięgu strefy spękań oparte na pomiarach in situ w istniejących wyrobiskach chodnikowych, w tym inżynierskie metody geofizyczne.

W kolejnej części artykułu przedstawiono ocenę skutków podebrania opartą na modelowaniu numerycznym. Metoda ta pozwala uwzględnić parametry wytrzymałościowe górotworu oraz wpływ głębokości na jakiej prowadzona jest eksploatacja.

Tabela 2.1. Zestawienie wzorów i obliczeń zasięgu strefy osłabienia górotworu nad pokładem podbierającym grubości 3,0m (Borecki M., Chudek M. 1972)

Table 2.1. Summary of formulas and calculations of the range of damage zone of rock mass above the 3,0m trick filching seam

Według wzoru		Wielkość współczynników		Grubość pokładu m [m]	Najmniejsza bezpieczna odległość d między pokładami przy podbieraniu [m]
		k	k'		
W. Czechowicz	$d = 12 \cdot m$	1,4	-	3,0	36,0
B. Krupiński M. Czechowicz W. Pirszel W. Mrozek przy $m > 1,5$ [m]	$d = 8 \cdot m$	1,4	-	3,0	24,0
T. Staroń	$d = 4 \cdot m$ $k > 1,35$	1,4	-	3,0	12,0
M. Chudek W. Ołaszowski A. Pach	$d = \frac{m}{k-1} \cdot \frac{1}{1-\eta}$	1,4	1,15	3,0	21,1

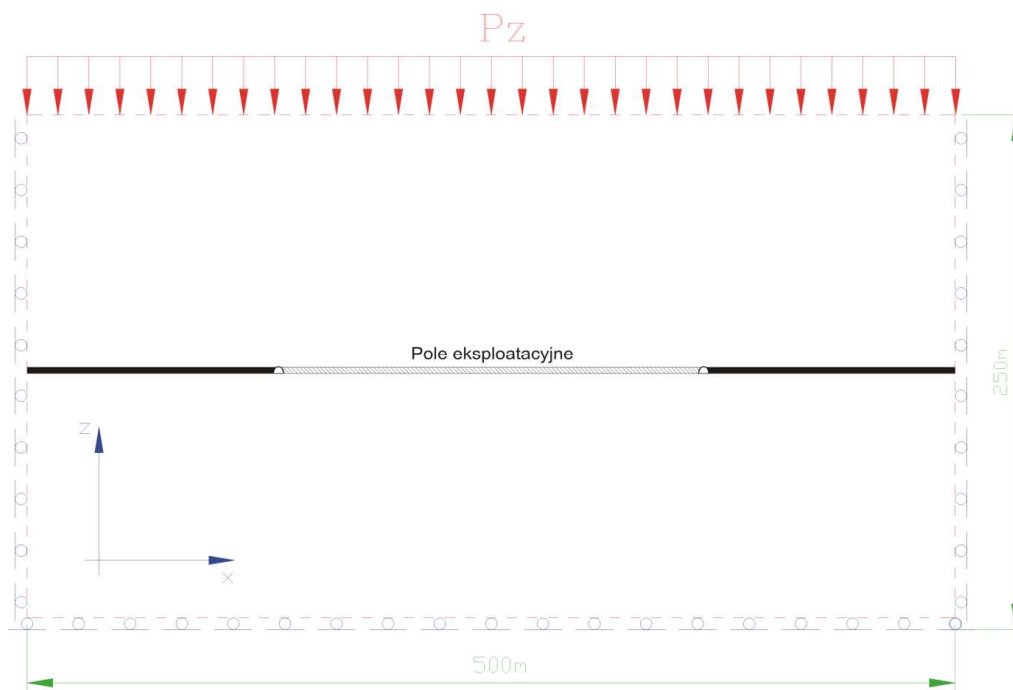
k — współczynnik rozluźnienia skał,

k' — współczynnik rozluźnienia skał po sprasowaniu zawału,

η — współczynnik, ściśliwości zawału.

2. Model górotworu

W celu określenia zasięgu zniszczeń w górotworze spowodowanych prowadzoną eksploatacją górniczą zbudowano numeryczny model górotworu. Model ten przedstawia płaską tarczę o wymiarach 500 m w kierunku poziomym oraz 250 m w kierunku pionowym. Przyjęty model górotworu zorientowany został w kierunku prostopadłym do wybiegu rozpatrywanego wyrobiska ścianowego (rys. 2.1).

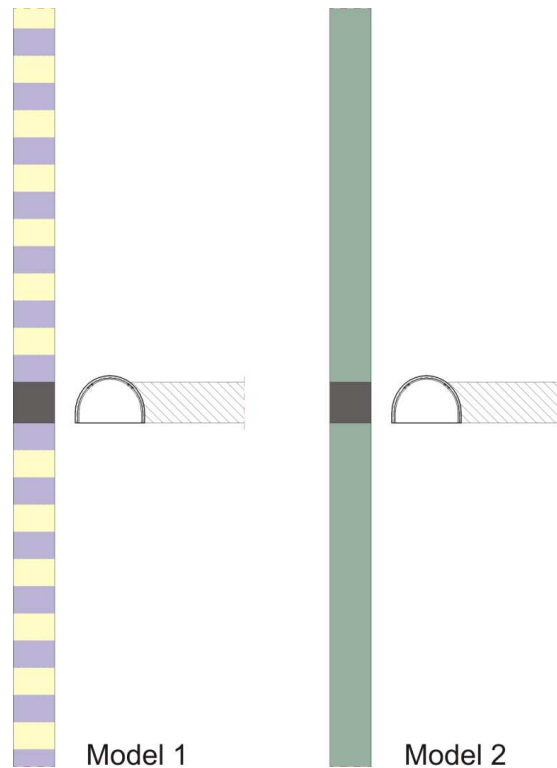


Rys. 2.1. Schemat modelu górotworu
Fig. 2.1. Scheme of rock mass model

Na głębokości ok. 500 m zamodelowano pokład węgla o grubości 3 m, w którym planowana jest eksploatacja górnicza systemem ścianowym z zawałem skał stropowych. Górotwór otaczający modelowy pokład węgla wraz z wyrobiskiem ścianowym odwzorowano jako:

- **Model 1** – strop i spąg opisano pakietem naprzemianległych warstw łupka i piaskowca o grubościach 2 m. Warstwową budowę odwzorowano w odległości 30 m nad i pod pokładem. Pozostałą część górotworu opisano jednorodną warstwą zastępczą.
- **Model 2** – strop i spąg pokładu opisano jednorodnymi warstwami zastępczymi o uśrednionych parametrach odkształceniowych i wytrzymałościowych zestawionych w tabeli 2.2.

Wszystkie wyróżnione w modelach warstwy opisane zostały przez ośrodek sprężysto-plastyczny. Rozmieszczenie warstw względem pokładu węgla przedstawia rys. 2.2.



Rys. 2.2. Przyjęte modele obliczeniowe
Fig. 2.2. Models accepted for calculations

Warstwy tworzące model górotworu opisane zostały warunkiem wytrzymałościowym Coulomba – Mohra (Kidybiński A. 1982), który w przypadku płaskiego stanu odkształcenia przedstawia zależność (2.1):

$$f_1 = \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_2) + \frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_2) \sin \phi - k \cos \phi = 0$$

$$\text{dla } \sigma_1 \geq \sigma_3 \geq \sigma_2 \quad \text{oraz} \quad \sigma_1 \leq R_r \quad (2.1)$$

lub warunkiem największego naprężenia rozciągającego (Kwaśniewski M. 1994):

$$\sigma_{3\min} = -\sigma_T \quad (2.2)$$

gdzie:

- k - spójność,
- ϕ - kąt tarcia wewnętrznego,
- σ_T - wytrzymałość graniczna na jednoosiowe rozciąganie.

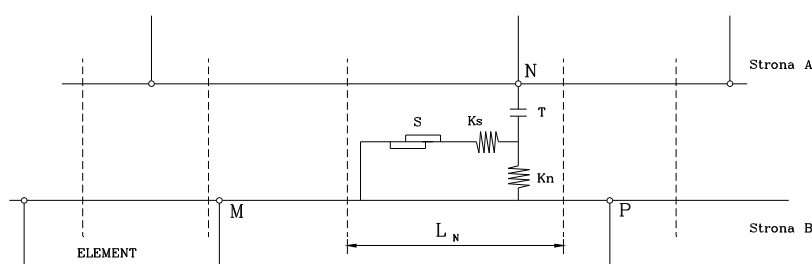
Parametry wytrzymałościowe warstw skalnych przyjęto do obliczeń na podstawie pracy A. Kidybińskiego (1982).

Wszystkie wyróżnione w modelu warstwy stanowią odrębne części połączone pomiędzy sobą płaszczyznami rozdziału (Kwaśniewski M., Wang J. 1994). Schemat strukturalny i model

mechaniczny powierzchni rozdziału przedstawia rys. 2.2. Na model ten składają się dwie przeciwległe strony A i B. Elementy na stronach płaszczyzny rozdziału połączone są sprężynami sztywności normalnej (K_n) oraz sztywności ścinania (K_s), z elementami S i T reprezentującymi, odpowiednio wytrzymałość graniczną na ścinanie i granicę wytrzymałości na rozciąganie. Zastosowanie tego typu połączeń pozwala na symulację poślizgów międzywarstwowych oraz na symulację tworzenia się pustek pomiędzy współpracującymi warstwami modelu. Spójność płaszczyzn rozdziału poszczególnych warstw dobrana została w oparciu o kryterium opadu nie podpartych skał stropowych, przy wykorzystaniu profili oporów rozwarstwienia (Kidybiński A. 1982) i dla wszystkich płaszczyzn wynosi 0.4 [MPa].

Tabela 2.2. Parametry wytrzymałościowe warstw
Table 2.2. Layers strength parameters

	E [MPa]	ν [-]	ρ [kg/m ³]	R_c [MPa]	R_r [MPa]	k [MPa]	Φ [stopnie]
Piaskowce	10000	0,15	2500	60	4	16	30
Łupek	8000	0,13	2450	30	1,7	10	24
Pokład	2000	0,25	1400	18	0,8	4,5	21
Zroby	100	0,30	2000	-	-	-	-



Rys. 2.2. Schemat kontaktu międzywarstwowego
Fig. 2.2. Scheme of contact between layers

W górotworze nienaruszonym pomiędzy współpracującymi elementami kontaktu występują siły spójności. Siły te zanikają w chwili wystąpienia rozwarstwienia warstw. Wielkość otwarcia szczelin pomiędzy współpracującymi warstwami, kontrolowana jest w sposób ciągły przez stosowany program komputerowy. Ponowne zamknięcie szczelin przywraca w elementach kontaktowych jedynie tarcie (Wesołowski M. 2002).

Przedstawiony powyżej model podzielony został siatką elementów prostokątnych oraz trójkątnych. Budując siatkę elementów modelu górotworu przyjęto zasadę, że punkty węzłowe znajdujące się na skrajnych krawędziach bocznych tarczy, mogą przemieszczać się jedynie wzdłuż osi Z (pionowa oś głębokości). Punkty węzłowe, które znajdują się na dolnej krawędzi tarczy, mogą natomiast przemieszczać się jedynie wzdłuż kierunku wyznaczonego przez poziomą oś X. Pozostałe węzły przynależne do modelu mogą, swobodnie przemieszczać się w dowolnym kierunku płaszczyzny X-Z (Kołodziejczyk P i in. 2007).

Określając warunki brzegowe założono, że wartość pierwotnych naprężeń w górotworze pochodzi jedynie od sił grawitacyjnych. W przypadku górotworu niezaburzonego tektonicznie, założenie takie jest warunkiem wystarczającym do określenia początkowych warunków

symulowanej eksploatacji. Poziome naprężenie pierwotne σ_x zostało wyznaczone w procesie wstępnych obliczeń numerycznych. Zgodnie z klasyczną teorią sprężystości stanowi ono ułamek naprężenia pionowego (zależny od współczynnika Poissona) (Drzęzła B., Wesołowski M. 1999, Filcek H. i in. 1994).

W oparciu o przedstawiony powyżej model górotworu przeprowadzona została dwuetapowa symulacja eksploatacji górniczej obejmująca:

- wyznaczenie pierwotnego stanu naprężeń w górotworze (budowa modelu zerowego),
- symulacja eksploatacji górniczej w przyjętym polu ścianowym.

Komputerową symulację eksploatacji górniczej wykonano przy pomocy pakietu programowego FLAC^{3D}. Program komputerowy FLAC^{3D} jest programem opartym na metodzie różnic skończonych.

3. Dyskusja wyników obliczeń

Po zasymulowaniu pierwotnego stanu naprężeń w modelowej tarczy górotworu przystąpiono do symulacji eksploatacji górniczej w wyrobisku ścianowym. Ten etap symulacji miał na celu określenie wpływu prowadzonej eksploatacji ścianowej na górotwór a w szczególności na zasięg zniszczeń struktury skalnej nad i pod wyrobiskiem ścianowym. Jako strefy zniszczeń traktowano te elementy siatki dla których spełniony został warunek plastyczności Coulomba-Mohra (2.1) lub warunek największego naprężenia rozciągającego (2.2). Ze względu na czytelność na rysunkach 3.1 i 3.2 przedstawiono jedynie strefy zniszczeń w rejonie chodnika przyścianowego. Rozmiary rysunków zostały tak dobrany aby obejmowały swym zasięgiem wyrobisko przyścianowe oraz maksymalne zniszczenia nad polem ściany. Zatem obszar zniszczeń przedstawiony na rysunkach 3.1 i 3.2 nie obejmuje swym zasięgiem osi ściany. Na bazie przeprowadzonych obliczeń numerycznych sformułowano następujące wnioski:

Przeprowadzone obliczenia numeryczne z wykorzystaniem **modelu 1** zbudowanego z pakietu naprzemianległych warstw łupka i piaskowca wykazała, że wybranie pokładu węgla o grubości 3 m spowodowało powstanie w stropie strefy zniszczeń, której maksymalna wysokość wynosi ok. 17 m (rys.3.1). Maksymalna wysokość zniszczeń (strefy zawału wysokiego) została wyznaczona w odległości ok. 54 m od chodnika przyścianowego, stanowiącego granice prowadzonej eksploatacji górniczej.

W spągu pokładu prowadzona eksploatacja górnicza spowodowała zniszczenia struktury skalnej do głębokości ok. 6 m. Wielkość tą wyznaczono w odległości ok. 48 m od chodnika przyścianowego.

Analizując rozkład stref zniszczeń w rejonie chodnika przyścianowego należy zauważyć, że wielkość stref zniszczeń w spągu wyrobiska (w rejonie lewego ociosu) jest porównywalna do maksymalnych zniszczeń wyznaczonych poniżej wyrobiska ścianowego.

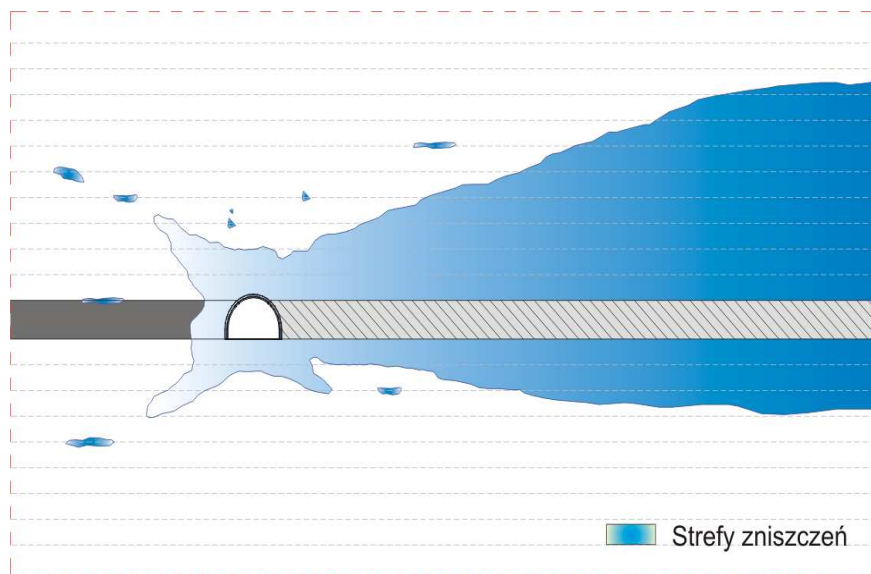
W rejonie omawianego chodnika przyścianowego prowadzona eksploatacja górnicza spowodowała również powstanie oddzielnych stref zniszczeń struktury skalnej. Nie wpływają one w istotny sposób na górotwór oraz wyrobiska przyścianowe.

Przyjęcie do obliczeń **modelu 2**, w którym strop i spąg pokładu opisano jednorodnymi warstwami modelowymi znacząco ograniczyło zasięg zniszczenia struktury skalnej w rejonie rozpatrywanych wyrobisk.

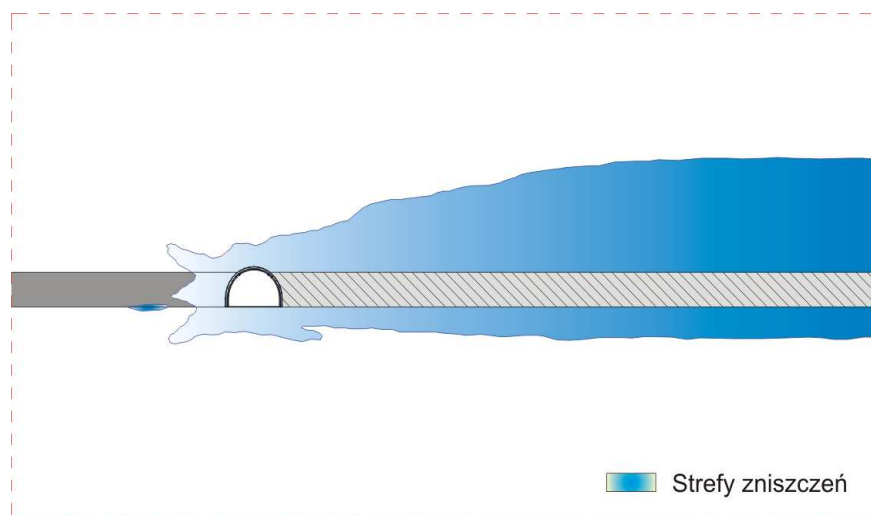
W stropie wyrobiska ścianowego maksymalna wysokość zniszczeń wynosi ok. 10 m. Maksymalna wysokość zniszczeń (strefy zawału wysokiego) odnotowana została w tym

przypadku w odległości ok. 35 m od chodnika przyścianowego, stanowiącego granicę prowadzonej eksploatacji górniczej.

W spągu pokładu zniszczenia struktury skalnej poniżej wyrobiska ścianowego sięgają do głębokości ok. 2.8 m. Wielkość tą odnotowano w odległości ok. 25 m od chodnika przyścianowego. Rozkład zniszczeń w rejonie symulowanej eksploatacji górniczej wyznaczone dla modelu 2 przedstawia rys. 3.2.



Rys. 3.1. Zniszczenia struktury skalnej wyznaczone dla modelu 1 (obszar zniszczeń w rejonie chodnika)
Fig. 3.1. Destruction of the rock structure for model 1 (area of damage in corridor surrounding)



Rys. 3.2. Zniszczenia struktury skalnej wyznaczone dla modelu 2 (obszar zniszczeń w rejonie chodnika)
Fig. 3.2. Destruction of the rock structure for model 2 (area of damage in corridor surrounding)

4. Podsumowanie i wnioski

Przedmiotem niniejszego artykułu była analiza numeryczna zasięgu stref zniszczeń w górotworze powstałych na skutek eksploatacji ścianowej. Wykorzystując modelowanie numeryczne podjęto próbę określenia zasięgu zniszczeń w górotworze otaczającym wyrobisko ścianowe. W oparciu o uzyskane wyniki symulacji komputerowych sformułowano następujące wnioski:

5. Stosowane do tej pory metody oceny skutków podebrania pokładu bazujące wyłącznie na analizie parametrów geometrycznych opisujących grubość wybranego pokładu podbierającego oraz odległość dzielącą pokład podbierający i podbierany mogą dawać rezultaty zawodne i prowadzić do błędnych wniosków. Wpływ parametrów charakteryzujących właściwości skał budujących górotwór oraz warunki naturalne w postaci naprężeń panujących na danej głębokości, stan naprężenia kształtowany przez przestrzenną konfigurację krawędzi eksploatacji zatrzymanej i nie wybranych resztek w pokładach nadległych i niżej zalegających ma istotne znaczenie na kształtowanie się stref zniszczeń.
6. Przeprowadzone symulacje komputerowe wykazały, że jednym z głównych czynników wpływających na zasięg stref zniszczeń powstałych podczas eksploatacji ścianowej jest uwarstwienie górotworu w bezpośrednim sąsiedztwie wyrobiska ścianowego.
7. Wybranie pokładu węgla o grubości 3 m wyrobiskiem ścianowym o długości 200 m spowodowało powstanie w stropie stref zniszczeń, których maksymalna wysokość wynosi ok. 17 m (w przypadku modelu warstwowego) oraz 10 m (w przypadku modelu jednorodnego).
8. W spągu pokładu prowadzona eksploatacja górnicza spowodowała zniszczenia struktury skalnej do głębokości ok. 6 m (w przypadku modelu warstwowego) oraz 2.8 m (w przypadku modelu jednorodnego).
9. Przedstawione w artykule wyniki obliczeń obrazują strefę zniszczeń dla pojedynczego wyrobiska ścianowego przy założonych parametrach modelu. Dlatego też wyniki tych obliczeń nie mogą być przenoszone bezpośrednio dla innych warunków górnico-geologicznych. Należy również pamiętać, że zmiana parametrów wytrzymałościowych wpływa w istotny sposób na zasięg stref zniszczeń. Przedstawione w artykule treści należy traktować jako jedną z możliwych metod prognozy i opisu zasięgu zniszczeń warstw skalnych w obrębie wyrobiska ścianowego.

Literatura

- [1] Borecki M., Chudek M. 1972: *Mechanika górotworu*. Wyd. Śląsk, Katowice.
- [2] Drzęzła B., Wesołowski M. 1999: Określenie stref deformacji w górotworze w czasie rozruchu wyrobiska ścianowego. Część I: Ogólne zasady numerycznego modelowania górotworu. *Zesz. Nauk. Pol. Śl., Gliwice*, Z. 239.
- [3] Filcek H., Wałaszczuk J., Tajduś A. 1994: *Metody komputerowe w geomechanice górnictwa*. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice.
- [4] Kidybiński A. 1982: *Podstawy Geotechniki Kopalnianej*. Wydawnictwo Śląsk.
- [5] Kołodziejczyk P., Musioł S., Wesołowski M. 2007: Możliwość prognozowania wypiętrzeń terenu górnictwa na skutek zatopienia kopalni. *Przegląd Górniczy* 9/2007.
- [6] Kwaśniewski M., Wang J. 1994: Symulacja komputerowa eksploatacji pokładu węgla systemem ścianowym z zawalem stropu, II. Zachowanie się uskoków poddanym wpływowi eksploatacji. *Zesz. Nauk. Pol. Śl., Gliwice*, Z. 221.

- [7] Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28.06.2002 w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. Nr 139 poz.1169 z 2002r).
- [8] Wesołowski M. 2002: Numeryczny model wyrobiska korytarzowego w górotworze uwarstwowionym. Zesz. Nauk. Pol. Śl., Gliwice, Z. 254.

Determination of range of rock mass damage in longwall surroundings using numerical modeling method

Key words

Rock mass, zone of destruction, longwall surroundings.

Summary

The primary and often kept principle of mining of beds is sequence from the top to the lower parts. Strict keeping of this principle is not always justified and may even lead to unwanted effects. Decompression mining in the case of rock burst hazard or out gassing the seam in the case of high methane hazard are the examples of such a procedure. If geological and mining conditions are sufficient, in such a cases it is more reasonable to mine from lower parts to the top. The other conditions are connected with roof thickness (giving protection for higher beds and giving possibility of mining their in the future). In this case, it is necessary to determine range of mining on rock mass which is laying higher (including coal beds), especially when it is a conception of longwall mining with fall of roof.

Numerical PC simulation of longwall mining of coal bed has been presented in the article. Range of damage zone in rock mass surrounding longwall has been analyzed. Basing on two different models of rock mass surrounding the bed, forecast of range of damages has been performed.

Przekazano: 19 marca 2009 r.