

Eksploracja częściowa na dużych głębokościach ze szczególnym uwzględnieniem ochrony powierzchni oraz stabilności filarów

ANTON SROKA, KRZYSZTOF TAJDUŚ

Instytut Mechaniki Górotworu PAN, ul. Reymonta 27; 30-059 Kraków

Streszczenie

Artykuł przedstawia metodę eksploatacji częściowej w rejonie filara ochronnego ze szczególnym uwzględnieniem ochrony powierzchni terenu. Metoda oparta jest na systemie drażenia długich wyrobisk eksploatacyjnych z pozostawionymi między nimi filarami węglowymi („continuous miner” oraz „krótkie ściany”). Wielkość filarów węglowych oraz szerokość drażonych wyrobisk była tak dobierana aby spełnić wymagania dotyczące I kategorii terenu górniczego oraz aby utrzymać długotrwałą stabilność filarów między-chodnikowych. W celu określenia oczekiwanych deformacji powierzchni zastosowano teorię Knotheo. Przedstawiony system może być z powodzeniem również zastosowany do eksploatacji małych nieregularnych parcel górniczych.

Słowa kluczowe: eksploatacja częściowa, filar węglowy, wytrzymałość filarów, system „continuous miner”, system „krótkich ścian”

1. Wstęp

Od lat inżynierowie górniczy starali się opracować odpowiednie metody eksploatacji górniczej pod czułymi obiektami powierzchniowymi oraz w rejonach szybów górniczych, w przypadkach gdy całkowita eksploatacja pokładu, mimo wykorzystania środków dla zmniejszenia jej wpływów (podsadzki, podziału pokładu na warstwy itp.), nie zapewniażądanego bezpieczeństwa.

W tym celu opracowano sposób eksploatacji częściowej pokładów węgla tzw. pasami przy pozostawianiu filarów podtrzymujących warstwy stropowe. Szerokość wybranych pasów i pozostawionych filarów zależy od warunków zalegania pokładów, od właściwości mechanicznych skał, oraz do dostępnej technologii drażenia (np. continuous miner, krótkie ściany). Ich wymiary powinny być tak dobrane, by skutki dokonanej eksploatacji koncentrowały się w jak największym stopniu na pozostawionych filarach. Eksploatacja częściowa może być prowadzona systemem z podsadzką hydrauliczną lub na zawał. Podsadzkę stosuje się w przypadku mocnego stropu dla ochrony filarów, natomiast pod słabym stropem stosuje się system z zawałem, w którym to w wyniku opadu skał do wyrobiska ulega ono samopodsadzeniu. Eksploatacja z zawałem powoduje znacznie większe deformacje wewnątrz górotworu oraz na powierzchni terenu niż eksploatacja z podsadzką.

Warunki idealne panują wtedy, gdy w stropie występują mocne warstwy, a szerokości wybranych pasów i pozostawionych filarów są odpowiednio dobrane oraz zastosowana jest podsadzka hydrauliczna, która przeciwdziała rozgniataniu filarów. W takiej sytuacji ochronę stropu przejmują pozostawione filary. Strop nad wybranymi pasami ulega wówczas nieznacznemu ugięciu, co powoduje wzrost obciążenia pozostawionych filarów, które pod wpływem zwiększonego nacisku odkształcają się. Jednocześnie odkształceniom ulegają warstwy stropowe i spągowe nad i pod pozostawionymi filarami. W pewnej wysokości nad wybranym pokładem przemieszczenia pionowe górotworu nad wybranymi pasami i pozostawionymi filarami są prawie jednakowe i odpowiadają sumie odkształceń pionowych pozostawionych filarów oraz górotworu.

Przy prawidłowo dobranych wymiarach pasów eksploatacyjnych w stosunku do szerokości pozostawionych filarów, można spodziewać się wystąpienia na powierzchni niewielkich równomiernych obniżeń, a odkształcenia, krzywizny i nachylenia w porównaniu z eksploatacją całkowitą są minimalne.

Projektowanie eksploatacji częściowej w rejonach silnie zurbanizowanych i uprzemysłowionych, gdzie wymagane jest utrzymanie I Kategorii Ochrony Trenów Górniczych wymaga spełnienia następujących warunków: warunek stabilności filarów węglowych oraz warunek ochrony powierzchni terenu.

Obliczenia oraz analizy wpływu eksploatacji częściowej na powierzchnię terenu przeprowadzono dla przykładowej kopalni węgla kamiennego. Kopalnia zamierza dokonać eksploatacji w rejonie o silnej zabudowie mieszkaniowej w czterech pokładach o różnej miąższości i głębokościach:

- Pokład A1; $H = 840$ m, $g = 2,85$ m,
- Pokład A2; $H = 870$ m, $g = 2,60$ m,
- Pokład A3; $H = 1040$ m, $g = 2,50$ m
- Pokład A4; $H = 1080$ m, $g = 6,50$ m.

2. Wymiarowanie filarów węglowych przy eksploatacji częściowej

Jak wspomniano we wstępie, bardzo istotne jest spełnienie warunku długotrwałej stabilności filarów węglowych pomiędzy wyrobiskami eksploatacyjnymi. Dlatego, należy odpowiednio zaprojektować wymiary filarów w stosunku do wymiarów wyrobisk.

Pod pojęciem właściwego wymiarowania filarów rozumieć należy spełnienie warunku wytrzymałościowego filarów, tzn.: naprężenia ściskające wywołane obciążeniem filara muszą być mniejsze od wartości wytrzymałości tego filara. W przypadku filarów o przekroju kwadratowym (rys. 1) warunek ten można przedstawić za pomocą następującego wzoru:

$$SF \geq \frac{\sigma_f}{\sigma_v} \quad \text{oraz} \quad \sigma_v = H \cdot \gamma \cdot \frac{(f+l)^2}{f^2} \quad (1)$$

gdzie:

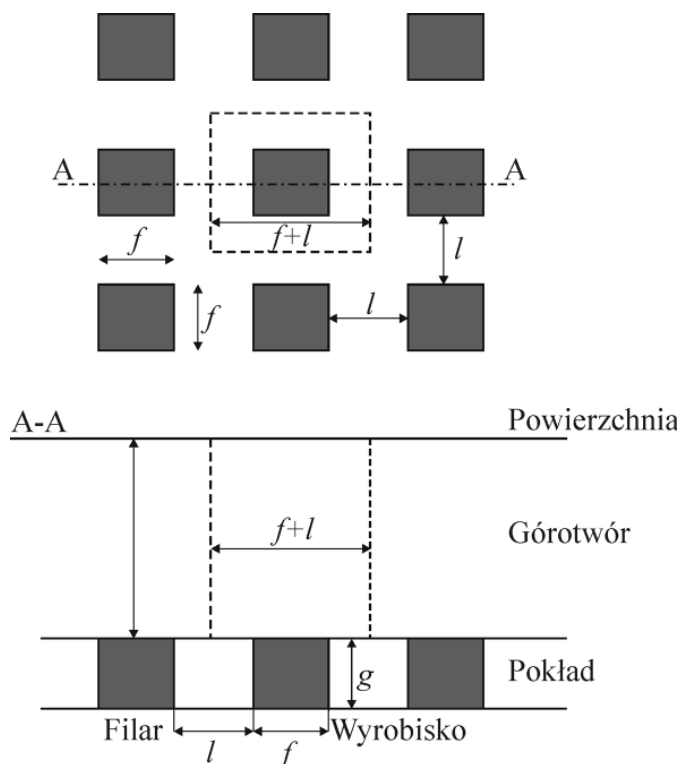
- σ_v – naprężenie ściskające pochodzące od nadkładu, wywierane na jeden filar, tzn. obciążenie filara,
- σ_f – wytrzymałość filara na ściskanie,
- SF – warunek wytrzymałościowy, przedstawiany za pomocą współczynnika bezpieczeństwa,
- f – szerokość filara,
- l – szerokość wyrobiska,
- H – głębokość eksploatacji,
- γ – ciężar objętościowy nadkładu.

Współczynnik bezpieczeństwa SF wprowadzony do wzoru 1 zmienia warunek wytrzymałościowy filara, przy założeniu że filary które nie ulegną rozgnieceniu muszą spełniać warunek $SF \geq \frac{\sigma_f}{\sigma_v}$. Obserwacje przeprowadzone przez Salamona (Sroka, 1991) dla 125 filarów znajdujących się na różnych głębokościach, z których 27 uległo zniszczeniu wykazały, że dla wartości współczynnika bezpieczeństwa $SF \geq 1,6$, filary są stabilne tzn. z stosunkowo bardzo dużym prawdopodobieństwem nie ulegają zniszczeniu.

Potwierdzenie tego założenia można znaleźć w pracy Wagnera i Maddena (1984), którzy przeanalizowali ok. $1,2 \cdot 10^6$ filarów z których ok. 4 000 uległo zniszczeniu. Filary te były wyznaczone z współczynnikiem bezpieczeństwa w granicach od 1,5 do 1,8.

Wzory pozwalające określić wielkość filarów między wyrobiskami, oparte są na warunku wytrzymałościowym zachowania stateczności filara eksploatacyjnego σ_f , który zależy od trzech wielkości: wymiaru filara, jego kształtu oraz własności skał tworzących filar. Z tych doświadczeń, powstały dwa najbardziej rozpowszechnione wzory na określenie wytrzymałości filara:

$$\sigma_f = \sigma_{ci} \left(\hat{a} + \hat{b} \frac{f}{h} \right) \quad (2)$$



Rys. 1. Schemat systemu filarowo-chodnikowy

$$\sigma_f = k \frac{f^\alpha}{h^\beta} \tag{3}$$

gdzie:

- \hat{a}, \hat{b} – bezwymiarowe stałe, gdzie $\hat{a} + \hat{b} = 1$, wyznaczane przez inżynierów dla konkretnych warunków górnictwo-geologicznych,
- α, β – bezwymiarowe stałe, wyznaczane przez inżynierów dla konkretnych warunków górnictwo-geologicznych,
- σ_{ci} – wytrzymałość na ściskanie próbki skalnej *in-situ* (może być liczona wg $\sigma_{ci} = \sigma_c \sqrt{D} / 6$, gdzie D jest to długość boku próbki),
- σ_c – wytrzymałość jednoosiowa na ściskanie sześcienniej próbki skalnej, oraz
- k – współczynnik wytrzymałości węgla, identyczny z wytrzymałością próbki sześcienniej o długości boku 0,3 m, gdzie dla warunków polskich kopalń przyjęto wartość $k = 3,6$ MPa.

Rozważając warunki panujące w polskich kopalniach węgla zdecydowano, że wytrzymałości filarów węglowych dla eksploatacji częściowej prowadzonej na dużych głębokościach będzie wyznaczana przy pomocy średniej wartości obliczonej z hipotez Salamona & Wagnera (1985) (wzór 4) oraz Stacey & Page’a (1986) (wzór 5).

$$\sigma_f = k \cdot \frac{2,5984}{V_f^{0,0667}} \left[0,2373 \cdot \left(\frac{R}{5} \right)^{2,5} + 0,7627 \right] \tag{4}$$

gdzie:

- R – stosunek szerokości filaru do jego wysokości; $R = f/g$,
- V_f – objętość filaru; ($V_f = f^2 g$).

$$\sigma_f = k \cdot \frac{2,4409}{V_f^{0,0667}} \left[0,1318 \cdot \left(\frac{R}{4,5} \right)^{4,5} + 0,8682 \right] \tag{5}$$

Przedstawione powyżej rozwiązania opisują wytrzymałość filarów o podstawie kwadratu, jednak zarówno system eksploatacji „continuous miner” jak i „krótkich ścian” tworzy pomiędzy wyrobiskami eksploatacyjnymi długie filary w stosunku do ich szerokości ($f_d \gg f_s$). Filary o podstawie prostokąta o wymiarach f_d (długość filaru) i f_s (szerokość filaru) charakteryzują się wyższą wytrzymałością porównując do filarów o podstawie kwadratu, przy założeniu że ich szerokości są równe $f = f_s$. Dlatego można posłużyć się rozwiązaniami Penga i Hsiunga (1985) (wzór 6) w celu określenia szerokości filarów ekwiwalentnych o podstawie prostokąta projektowanych dla dużych głębokościach.

$$f_s = (f \cdot f_d^{-0,15})^{\frac{1}{0,85}} \quad (6)$$

gdzie:

f_s – szerokość filara o podstawie prostokąta,
 f_d – długość filara o podstawie prostokąta.

Powyższe wzory zostały zastosowane do określenia wielkości filarów węglowych dla przykładowej kopalni węgla w pokładach A1, A2, A3 i A4.

Dla systemu eksploatacji częściowej „continuous miner”, gdzie zakłada się w fazie eksploatacji, ko-twienie pozostawionych filarów w celu zwiększenia ich stateczności, a następnie po zakończeniu procesu eksploatacji podsadzenie wyrobisk eksploatacyjnych, określono następujące wielkości filarów węglowych – tabela 1. Przyjęto, że szerokość chodników eksploatacyjnych wynosi $l = 5,5$ m.

Natomiast dla systemu eksploatacji częściowej „krótkimi ścianami” uzyskano wielkości filarów węglowych przedstawione w tabeli 2. Przyjęto, że długość krótkich ścian eksploatacyjnych wynosi $l = 30$ m.

Tab. 1. Określone szerokości filarów węglowych o podstawie kwadratu oraz prostokąta w pokładach A1, A2, A3, A4, dla systemu „continuous miner”

Długość filara [m]	Pokład			
	A1	A2	A3	A4
	Szerokość filara f_s [m]			
$f_s = f_d$	36,0	33,0	33,0	88
$f_d = 100$	30,0	27,0	27,0	86
$f_d = 150$	28,0	25,0	25,0	80
$f_d = 200$	26,5	24,0	24,0	76
$f_d = 250$	25,5	23,0	23,0	73
$f_d = 300$	25,0	22,5	22,5	71

Tab. 2. Określone szerokości filarów węglowych o podstawie kwadratu w pokładach A1, A2, A3, A4 dla systemu „krótkich ścian”

	Pokład			
	A1	A2	A3	A4
	Szerokość filara f_s [m]			
Dla wszystkich długości filara węglowego	44	41	41	98

3. Określenie deformacji powierzchni terenu wywołanej częściową eksploatacją górnictwem

Drugim bardzo ważnym warunkiem, który należy spełnić jest warunek ochrony powierzchni terenu tzn. wpływy pochodzące do dokonanej eksploatacji nie powinny przekroczyć granicznych wartości charakterystycznych dla I kategorii terenu górnictwa, gdzie: odkształcenie poziome: $0,3 \leq |\varepsilon_{gr}| \leq 1,5$ mm/m, promień krzywizny: $40 > R_{gr} \geq 20$ km, nachylenie: $0,5 \leq T_{gr} \leq 2,5$ mm/m.

Ponieważ w poszczególnych pokładach wybrane zostaną oddzielne pola eksploatacji mogą na powierzchni wystąpić ekstremalne wskaźniki deformacji różniące się od wskaźników maksymalnych charakterystycznych dla tzw. nieskończonej półpłaszczyzny. Zależności pomiędzy wartościami ekstremalnymi, a maksymalnymi są dla pojedynczych wskaźników deformacji następujące:

$$\varepsilon_{eks} = 2\varepsilon_{\max},$$

$$T_{eks} = T_{\max},$$

$$R_{eks} = 0,5R_{\min}.$$

Na podstawie znanych danych dla przykładowej eksploatacji górniczej, tzn. grubości pojedynczych pokładów i głębokości ich zalegania, oraz znanej wartości kąta zasięgu wpływów głównych β można na podstawie granicznych wartości wskaźników deformacji charakterystycznych dla I kategorii terenu górniczego wyznaczyć maksymalną wartość współczynnika osiadania a i tym samym dopuszczalne wykorzystanie złoża η przy eksploatacji częściowej.

- dla kryterium odkształcenia poziomego ε_{gr} ,

$$a_{\max} = 0,833 \frac{\varepsilon_{gr} \cdot H}{g} \operatorname{ctg} \beta \quad (7)$$

- dla kryterium promienia krzywizny R_{gr} ,

$$a_{\max} = 0,329 \frac{H^2}{g \cdot R_{gr}} \operatorname{ctg}^2 \beta \quad (8)$$

- dla kryterium nachylenia,

$$a_{\max} = \frac{T_{gr} \cdot H}{g} \operatorname{ctg} \beta \quad (9)$$

W celu określenia dopuszczalnej maksymalnej wartości współczynnika osiadania a_{\max} dla poszczególnych wskaźników krytycznych dokonano, zamiany projektowanych do eksploatacji pokładów na pokład ekwiwalentny o grubości równej sumie grubości pojedynczych pokładów i o głębokości średniej równej średniej ważonej, przy czym stosowane wagi były równe grubości pojedynczych pokładów.

$$\bar{H} = \frac{\sum_{i=1}^{i=4} g_i \cdot H_i}{\sum_{i=1}^{i=4} g_i}$$

Uzyskano w ten sposób dane charakterystyczne dla pokładu ekwiwalentnego znajdującego się na średniej głębokości $\bar{H} = 988$ m i o miąższości $\Sigma g = 14,45$ m.

Na podstawie przeprowadzonych obliczeń (tabela 3) stwierdzono, że decydującą wartością kryterialną jest wartość graniczna poziomego odkształcenia właściwego ε . Odpowiada to w zupełności doświadczeniom takich krajów jak np. Niemcy i Polska. Ze względu na dużą głębokość projektowanej eksploatacji górniczej, podobnie jak w Niemczech, wielkość kryterialna promień krzywizny nie odgrywa praktycznie żadnej roli.

Tab. 3. Zależność wartości maksymalnego współczynnika osiadania a_{\max} od granicznych wskaźników deformacji dla V kategorii odporności oraz od wartości parametru $\operatorname{tg} \beta$

Kryterium	a_{\max}			
	$\operatorname{tg} \beta = 1,8$	$\operatorname{tg} \beta = 2,0$	$\operatorname{tg} \beta = 2,3$	$\operatorname{tg} \beta = 2,6$
$\varepsilon_{gr} = 1,0$ mm/m	0,0329	0,0285	0,0248	0,0219
$R_{gr} = 20$ km	0,3713	0,2778	0,2100	0,1644
$T_{gr} = 2,0$ mm/m	0,0790	0,0684	0,0595	0,0526

Dla eksploatacji częściowej wartość współczynnika osiadania zależy od następujących czynników:

- nośności pozostawionych filarów węglowych,
- wytrzymałości skał stropowych,
- szerokości wyrobisk eksploatacyjnych,
- głębokości projektowanej eksploatacji górniczej oraz,
- współczynnika wykorzystania złoża.

Współczynnik osiadania jest w ogólności zależny od wartości wielkopowierzchniowego ugięcia skał płyt stropowych leżących na pozostawionych filarach węglowych.

W literaturze można znaleźć kilka zależności pozwalających na określenie wartości współczynnika osiadania a dla eksploatacji częściowej. Poniżej przedstawiono, kilka z nich dotyczących eksploatacji częściowej węgla kamiennego:

- Sroka (1976)

$$a(\eta) = a_o(1 - \eta_s)^2 = a_o\eta^2 \quad (10)$$

gdzie:

a_o – współczynnik osiadania zależny od przyjętego systemu likwidacji wyrobisk dla eksploatacji pełnej,

η – współczynnik wykorzystania złoża,

η_s – współczynnik strat złożowych, ($\eta_s = 1 - \eta$)

oraz Sroka (1991)

$$a(\eta) \ll a_o\eta \quad (11)$$

$$a(\eta) = a_o\eta^2[1 - \exp(-2,7 \cdot 10^{-3} \cdot H)] \quad (12)$$

$$a(\eta) = 3,5 \cdot 10^{-3} \cdot a_o \cdot H \cdot \left(\frac{l}{H}\right)^{0,7} \cdot \eta = 3,5 \cdot 10^{-3} \cdot a_o \cdot H^{0,3} \cdot l^{0,7} \cdot \eta \quad (13)$$

Wzory te mają charakter czysto empiryczny. Szczególnie wzór (13) dotyczący eksploatacji krótkimi ścianami z pozostawionymi filarami między nimi.

Przekształcając wzory (10), (12) i (13) otrzymano :

$$\eta_{\max} = \sqrt{\frac{a_{\max}}{a_o}} \quad (14)$$

$$\eta_{\max} = \sqrt{\frac{a_{\max}}{a_o[1 - \exp(-2,7 \cdot 10^{-3} \cdot H)]}} \quad (15)$$

$$\eta_{\max} = \frac{a_{\max}}{3,5 \cdot a_o \cdot H^{0,3} \cdot l^{0,7}} \cdot 10^3 \quad (16)$$

Na podstawie powyższych wzorów obliczono dopuszczalne maksymalne wartości współczynnika wykorzystania złoża dla czterech wariantów wartości parametrów $\text{tg}\beta$ i dla eksploatacji z wypełnieniem wyrobisk górniczych podsadzką ($a = 0,2$), (tabela 4).

Tab. 4. Obliczone dopuszczalne maksymalne wartości współczynnika wykorzystania złoża na podstawie wielkości kryterialnych ε dla czterech wariantów wartości parametru $\text{tg}\beta$ (z wypełnieniem wyrobisk eksploatacyjnych – $a_o = 0,2$)

Wzór:	η_{\max}			
	$\text{tg}\beta = 1,8$	$\text{tg}\beta = 2,0$	$\text{tg}\beta = 2,3$	$\text{tg}\beta = 2,6$
(14)	0,4057	0,3773	0,3519	0,3309
(15)	0,4206	0,3912	0,3648	0,3431

Na podstawie przeprowadzonych obliczeń przyjęto, że ze względu na ochronę powierzchni dopuszczalna maksymalna wartość współczynnika wykorzystania złoża nie powinna przekroczyć wartości $\eta = 0,33$ dla eksploatacji częściowej z wykorzystaniem podsadzki.

Dla eksploatacji częściowej zależność pomiędzy minimalną szerokością pozostawionych filarów ze względu na ochronę obiektów powierzchni terenu, a dopuszczalnym maksymalnym stopniem wykorzystania złoża jest opisana następującym wzorem:

$$f_{s \text{ min}} = \frac{1 - \eta_{\text{max}}}{\eta_{\text{max}}} \cdot l \quad (17)$$

gdzie:

l – szerokość chodnika eksploatacyjnego.

Z warunku ochrony obiektów powierzchni otrzymamy odpowiednio następujące wartości wielkości filara węglowego dla systemu eksploatacji „continuous miner”:

- dla $l = 5,0$ m $f_{s \text{ min}} = 10,2$ m, oraz
- dla $l = 5,5$ m $f_{s \text{ min}} = 11,2$ m.

Natomiast dla eksploatacji częściowej systemem „krótkich ścian” z zastosowaniem podsadzki hydraulicznej

- dla $l = 30$ m $f_{s \text{ min}} = 61$ m.

Porównując obliczone wielkości filarów węglowych dla warunków ochrony powierzchni oraz stabilności filarów węglowych przy użyciu systemu drażenia „continuous miner” uzyskano absolutne wymiary minimalnej szerokości filara prostokątnego (dla długości filara 300 m):

- dla pokładów A1, A2, A3: $f_{s \text{ min}} = 25,0$ m
- dla pokładu A4: $f_{s \text{ min}} = 71,0$ m

Analogiczne porównanie przeprowadzono dla systemu eksploatacji „krótkimi ścianami”, gdzie stwierdzono że dla pokładów A1, A2, A3, należy przyjąć, szerokość filara równą $f_s \geq 61$ m, natomiast dla pokładu A4, $f_s \geq 98$ m.

Z porównania obliczonych wartości współczynników wykorzystania złoża i szerokości filarów węglowych dla warunku ochrony powierzchni z odpowiednimi obliczonymi wartościami dla warunku stabilności filarów węglowych wynika, że warunkiem nadrzędnym jest warunek stabilności filarów węglowych. Biorąc ten warunek jako podstawę planowania eksploatacji górniczej w filarze ochronnym otrzymamy znacznie mniejsze wartości wskaźników deformacji dla powierzchni terenu niż wartości graniczne charakterystyczne dla I kategorii odporności.

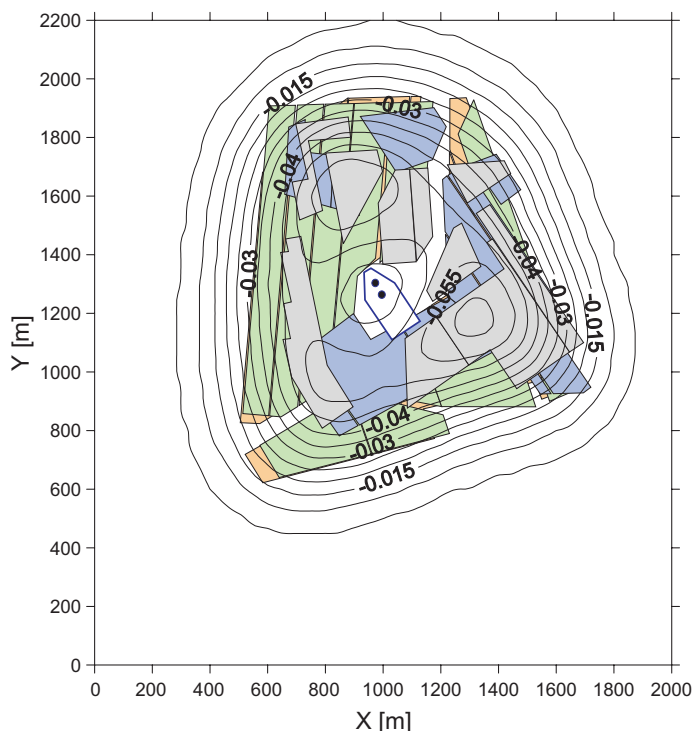
3.1. Szczegółowe obliczenia rozkładów osiadania powierzchni terenu dla eksploatacji częściowej pokładów węgla

W celu odpowiedniego określenia wpływu projektowanej eksploatacji w pokładach A1, A2, A3, A4 na powierzchnię terenu przeprowadzono analizę szczegółową opartą na teorii Knothego.

Ze względu na szeroką wiedzę na temat ruchów górotworu powstałych w wyniku eksploatacji pokładowych w rejonach analizowanej kopalni autorzy zdecydowali się na prowadzenie obliczeń szczegółowych teorią Knothego z wykorzystaniem wartości średniej $\text{tg}\beta = 2,3$ i $a = 0,007$ dla systemu eksploatacji z wykorzystaniem podsadzki. Wyniki przedstawiono za pomocą mapy osiadań dla eksploatacji częściowej pokładów A1, A2, A3 i A4 (rys. 2).

Analizując poszczególne etapy obliczeń tzn. dla eksploatacji tylko jednego pokładu A1, dwóch pokładów A1 i A2, trzech A1, A2 i A3 oraz czterech pokładów, zauważono, że największy przyrost deformacji powierzchni terenu nastąpi w konsekwencji eksploatacji pokładu A4. Jest to spowodowane tym, że pokład A4 ma miąższość ok. 6,5, co stanowi około 80% sumy miąższości pokładów A1, A2 i A3.

Wartości określonych maksymalnych wskaźników deformacji powierzchni dla obliczeń szczegółowych przedstawia tabela 5.



Rys. 2. Mapa przemieszczeń pionowych w [m] prognozowanych dla projektowanych pól eksploatacyjnych w pokładach A1, A2, A3 i A4 dla systemu eksploatacji z wykorzystaniem podsadzki

Tab. 5. Obliczone wartości maksymalnych wskaźników deformacji powstałe przy eksploatacji częściowej dla analizy szczegółowej

Eksploatacja	$ w_{\max} $ [m]	$ T_{\max} $ [mm/m]	$ \epsilon_{\max} $ [mm/m]
Pokład A1	0,009	0,036	0,047
Pokłady A1 i A2	0,018	0,058	0,098
Pokłady A1, A2 i A3	0,031	0,090	0,116
Pokłady A1, A2, A3 i A4	0,057	0,147	0,169

4. Numeryczna analiza wpływu eksploatowanych pokładów na filary oraz otaczający górotwór

Problem projektowania eksploatacji częściowej wielopokładowej zlokalizowanej na dużych głębokościach jest problemem złożonym. Nie wystarcza jedynie obliczyć szerokości filarów wykorzystując dostępne wzory empiryczne, lecz należy również rozważyć i przeanalizować wpływ eksploatacji kolejnego pokładu na filary pozostawione w pokładzie powyższym. Ponieważ może się zdarzyć, że zaburzenia wywołane podebraniem filarów doprowadzą do ich zniszczenia czyli nie spełnią one warunku nośności powodując dodatkowe deformacje powierzchni terenu.

W tym celu przeprowadzono obliczenia numeryczne. Rozważano zarówno problem wielkości filara, na stan naprężenia w górotworze, jak i również zasięg i wielkość zniszczenia filara węglowego przy podebraniu pokładu dolnego.

Zbudowano wiele modeli numerycznych sprężysto-plastyczny Culomba-Mohra 2D (w płaskim stanie odkształcenia), oraz 3D, symulujących system eksploatacji „continuous miner” oraz system „krótkich ścian”. Wyróżniono w nich warstwy skalne zgodnie z profilem geologicznym odpowiadającym rejonowi projektowanej eksploatacji częściowej (tabela 6).

Do analizy opartej na obliczeniach numerycznych przyjęto wartości parametrów wytrzymałościowych oraz odkształceniowych przedstawionych w tabeli 7.

Tab. 6. Warstwy zamodelowane

Warstwa	Głębokość stropu warstwy [m]	Mięższość warstwy [m]
Piaskowiec	740	20
Łupek piaszczysty	760	30
Piaskowiec	790	30
Łupek piaszczysty	820	20
Węgiel	840	2,85
Piaskowiec	842,85	30
Węgiel	872,85	2,60
Piaskowiec	875,45	170
Węgiel	1045,45	2,5
Piaskowiec	1047,95	40
Węgiel	1087,95	6,5
Łupek piaszczysty	1094,45	20
Piaskowiec	1114,45	80

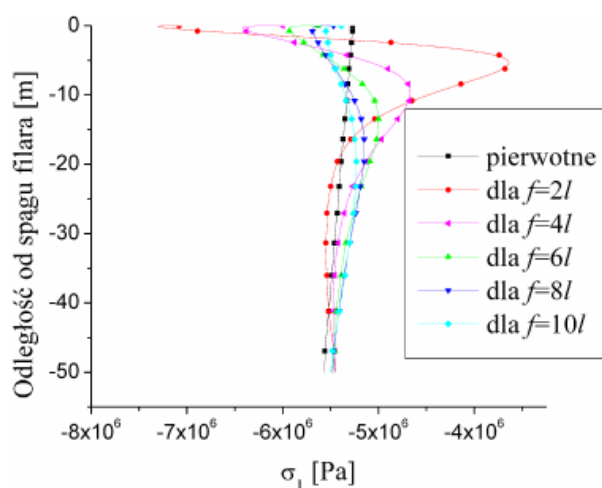
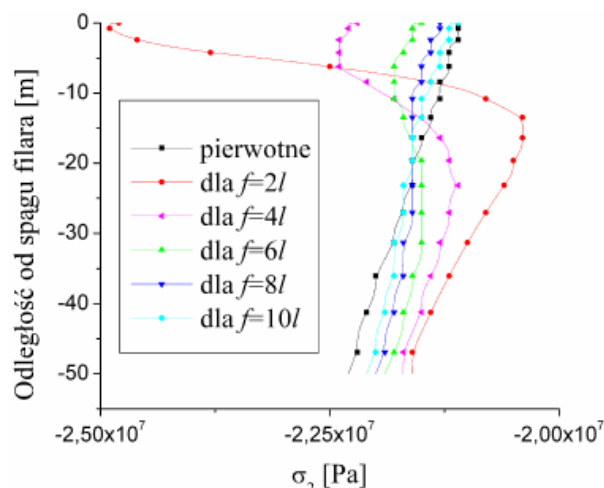
Tab. 7. Parametry modelowanych warstw skalnych

Material	E [GPa]	φ	R_r [MPa]	R_c [MPa]	c [MPa]	γ [kg/m ³]	ν
Łupki piaszczyste	6,0	22	2,0	40	8,0	2200	0,25
Piaskowiec	8,0	28	4,0	50	14,0	2400	0,20
Węgiel	2,0	21	0,8	8,0	2,0	1900	0,30
Podsadzka	0,3	40	0,1	3,0	0,05	1900	0,40

W pierwszym przypadku przeanalizowano wielkość zasięgu zaburzenia wewnątrz górotworu wywołanego eksploatacją częściową pokładu A1 ($H = 840$ m), drążonego systemem „continuous miner” ($l = 5,5$ m). Szerokości filara węglowego była zmienna i wynosiła ona: $f = 2l$ czyli 11 m, $f = 4l$ czyli 22 m, $f = 6l$ czyli 33 m, $f = 8l$ czyli 44 m, $f = 10l$ czyli 55 m. Przyjęto że średni ciężar modelowanych skał wynosi $0,025$ kN/m².

Wyniki obliczeń numerycznych przedstawiono w formie wykresów (rys. 3, 4) zmian wartości naprężeń głównych poziomych σ_1 i pionowych σ_2 powstałych pod filarem węglowym dla wyrobisk podsadzonych w zależności od szerokości filara.

Jak przedstawiają wykresy 3 i 4, naprężenia pod środkiem filara różnią się od wartości tych naprężeń w stanie pierwotnym tzn. dla górotworu nie zaburzonego eksploatacją. Wraz ze wzrostem szerokości filara f ,

Rys. 3. Zmiana rozkładu poziomych naprężeń głównych σ_1 pod środkiem filaraRys. 4. Zmiana rozkładu pionowych naprężeń głównych σ_2 pod środkiem filara

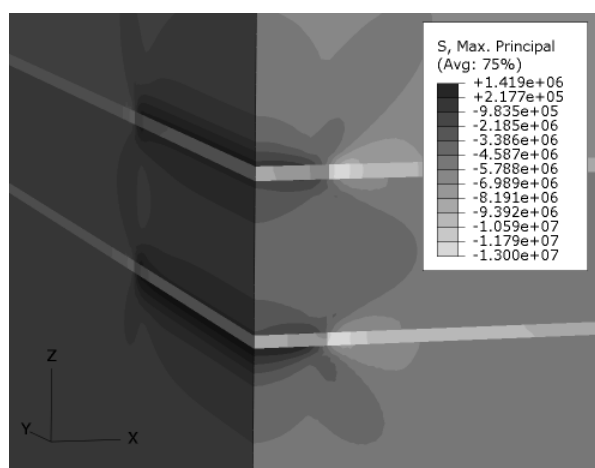
naprężenia zbliżają się do ich pierwotnej wartości. Również wraz z oddalaniem się od spągu filara, wartości naprężeń powracają do stanu pierwotnego.

Analizując uzyskane wyniki zauważa się, że dla obliczonej wartości szerokości filara wynoszącej $f_s = 25$ m (system „continuous miner”) o długości 300 m, naprężenia główne σ_1 i σ_2 powstałe pod filarem, nieznacznie różnią się do wartości pierwotnych. Na głębokości 30m (odległość pokładu A1 od A2) różnica ich wynosi 5%.

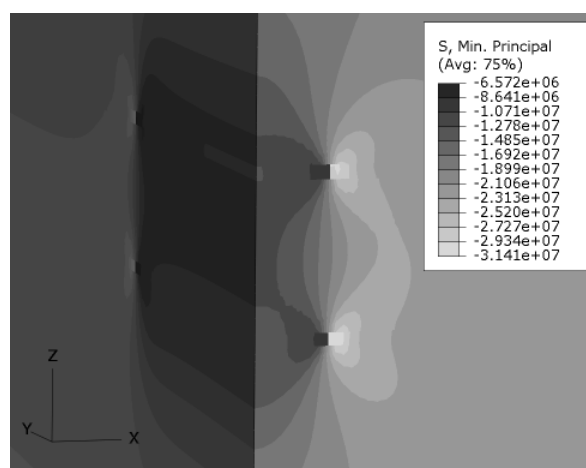
W dalszej kolejności zbudowano modele symulujące eksploatację systemem „krótkich ścian” w pokładach A1÷A4. Pierwszy model 2D przedstawiał wpływ eksploatacji poszczególnych ścian na filary węglowe. Symulowano eksploatację ośmiu ścian w czterech pokładach (dwie ściany w jednym pokładzie) o długości ściany 30m i szerokości filarów $f_s = 61$ m dla pokładów A1÷A3 i $f_s = 98$ m dla pokładu A4. Eksploatacja prowadzona była stopniowo tzn. wybranie jednej ściany w pokładzie A1 a następnie jej podsadzenie, następnie wybranie ściany drugiej w tym pokładzie i jej podsadzenie. W ten sposób zamodelowano eksploatację oraz podsadzenie ośmiu ścian w pokładach A1÷A4. W wyniku obliczeń numerycznych uzyskano wartości naprężeń oraz odkształceń w rejonach eksploatacji. Wyniki analizowano dla trzech poziomych linii pomiarowych znajdujących się na głębokościach: nr 1: 858 m, nr 2: 960 m i nr 3: 1068 m. Analizując wyniki stwierdzono, że wartości uzyskanych naprężeń maksymalnych σ_{\max} i minimalnych σ_{\min} ulegają zmianie wraz z postępem eksploatacji. Dla linii nr 1 zmiana w wartościach naprężeń występuje jedynie przy eksploatacji pokładów A1 i A2 i naprężenia maksymalne zmieniają się z wartości $\sigma_{\max} -4,4$ MPa na wartość $-3,7$ MPa co wynosi ona ok. 15%, oraz dla naprężeń minimalnych σ_{\min} z wartości -16 MPa do -13 MPa (zmiana o 18%). Dalsza eksploatacja w pokładach A3 i A4 nie powoduje zmian wartości naprężeń obserwowanych dla linii nr 1. Dla linii pomiarowej nr 2 nie zauważa się znaczących zmian w wartościach σ_{\max} i σ_{\min} . Świadczy to, że eksploatacje pokładów A3 i A4 nie mają wpływu na pozostawione filary w pokładach A1 i A2. Naprężenia rejestrowane dla linii pomiarowej nr 3 wykazują natomiast, że zmiany w wartościach maksymalnych i minimalnych naprężeń występują tylko dla eksploatacji w pokładach A3 i A4. Wynoszą one ok. 15-18% (porównując wartości uzyskane dla eksploatacji w pokładzie A3 i A4). Naprężenia pochodzące od eksploatacji wcześniejszej (w pokładach A1 i A2) nie mają wpływu i są bliskie naprężeniom pierwotnym.

W dalszej kolejności przeprowadzono szczegółowe obliczenia dla modeli 3D. Zgodnie z obserwacjami wykonanymi dla modeli 2D gdzie stwierdzono, że odległość pomiędzy pokładami A2 i A3 wynosząca ok. 170 m powoduje, że wpływ eksploatacji pokładów A3 i A4 na pokłady A1 i A2 jest bardzo niewielki. W związku z tym zbudowano dwa modele numeryczne 3D z których jeden symulował eksploatację systemem „krótkich ścian” w pokładach A1 i A2, a drugi eksploatację tym samym systemem w pokładach A3 i A4. Zamodelowano po jednej ścianie dla każdego pokładu, wykorzystując zasadę symetrii. Ze względu na zastosowanie modelu sprężysto-plastycznego Culomba-Mohra, zamodelowano postęp eksploatacji w obu ścianach wynoszący 10m (krok obliczeniowy).

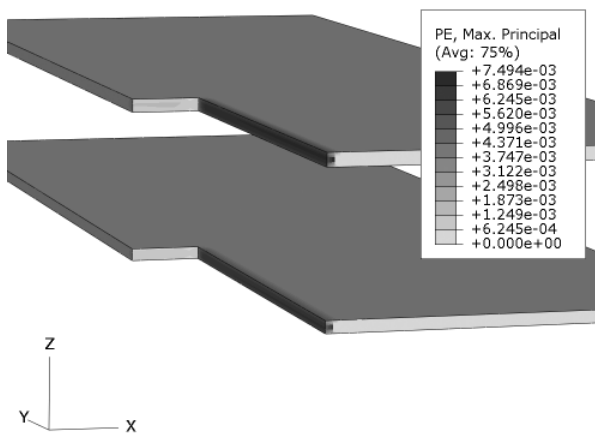
Rysunki 5÷8 przedstawiają przykładowe wyniki obliczeń dla modelu pierwszego opisującego eksploatację w pokładach A1 i A2 (rys. 5 i 6 – naprężenia główne maksymalne i minimalne; rys. 7 i 8 – odkształcenia plastyczne maksymalne i minimalne w filarze ochronnym pokładów A1 i A2).



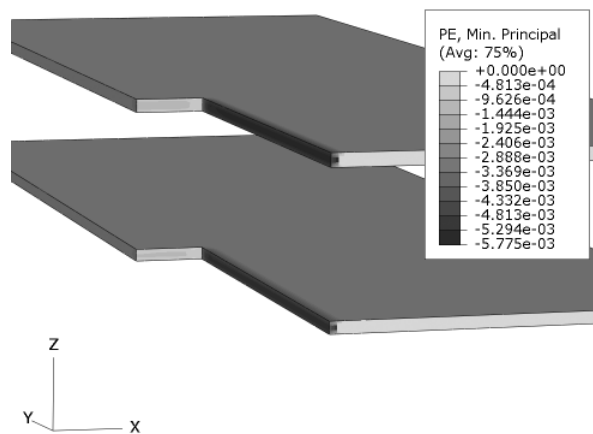
Rys. 5. Naprężenia maksymalne w rejonie eksploatacji „krótkich ścian” w pokładach A1 i A2



Rys. 6. Naprężenia minimalne w rejonie eksploatacji „krótkich ścian” w pokładach A1 i A2

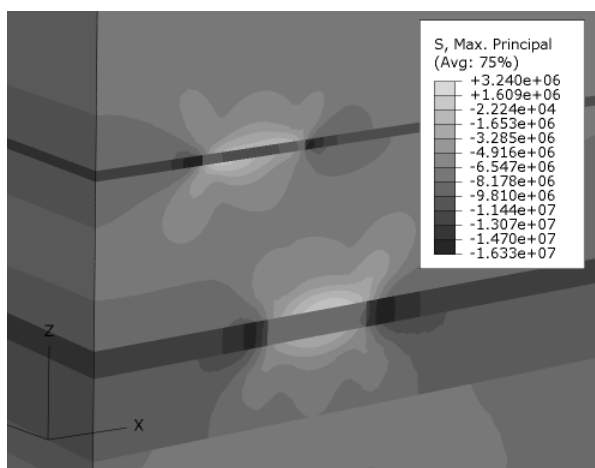


Rys. 7. Rozkład maksymalnych odkształceń plastycznych w filarze węglowym w pokładach A1 i A2

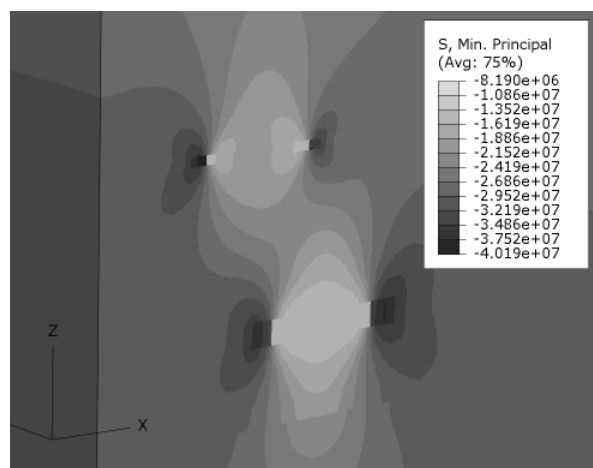


Rys. 7. Rozkład minimalnych odkształceń plastycznych w filarze węglowym w pokładach A1 i A2

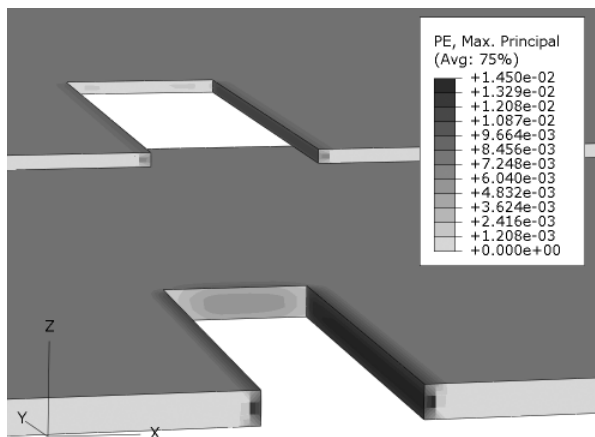
Rysunki 9÷12 przedstawiają przykładowe wyniki obliczeń dla modelu drugiego opisującego eksploatację w pokładach A3 i A4 (rys. 9 i 10 – naprężenia główne maksymalne i minimalne; rys. 11 i 12 – odkształcenia plastyczne maksymalne i minimalne w filarze ochronnym pokładów A3 i A4).



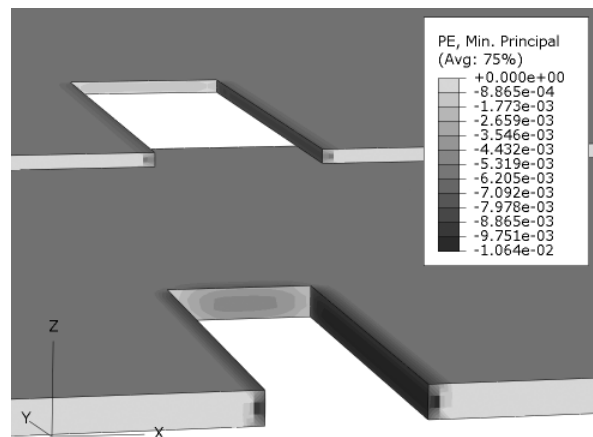
Rys. 9. Naprężenia maksymalne w rejonie eksploatacji „krótkich ścian” w pokładach A3 i A4



Rys. 10. Naprężenia minimalne w rejonie eksploatacji „krótkich ścian” w pokładach A3 i A4



Rys. 11. Rozkład maksymalnych odkształceń plastycznych w filarze węglowym w pokładach A3 i A4



Rys. 12. Rozkład minimalnych odkształceń plastycznych w filarze węglowym w pokładach A3 i A4

Projektując wymiary filarów należy mieć na uwadze fakt, że ich ociosy ulegają spękanom wraz z postępem czasu. Dzieje się to ponieważ, wytrzymałość na krawędzi ociosów filara węglowego jest przybliżeniu dwukrotnie mniejsza niż jego, wytrzymałość wewnętrzna. Zjawisko to (w mniejszym stopniu), występuje także przy zastosowaniu podsadzki, która ma za zadanie ochronę filarów. Ważne z punktu widzenia nośności filarów jest wstępne określenie zasięgu spękań, ponieważ materiał spękany ma mniejszą nośność co dodatkowo może powodować zagrożenie rozgniecenia filara i powinno być uwzględnione podczas jego projektowania. Madden (Madden & Wagner, 1991) bazując na obserwacjach dla trzech kopalń węgla stwierdził że, spękanie w filarze występuje w jego wąskiej strefie brzeżnej o szerokości kilku metrów (od 1,5 m do 2,8 m) (gdzie głębokość eksploatacji H wynosiła od 155 m do 550 m).

Przeprowadzone obliczenia numeryczne pozwoliły określić wstępną wartość zasięgu strefy zniszczenia w filarach węglowych dla systemu eksploatacji metodą krótkich ścian przykładowej kopalni. Analizując wartość odkształceń plastycznych oraz wyniki tzw. AC Yeild, który opisuje zniszczenie materiału dla przyjętego modelu fizycznego (Culomb-Mohr) określono, że dla danych przedstawionych w tabeli 6 strefa zniszczenia wewnątrz filara węglowego w pokładach A1, A2 i A3 sięgają do 3,5 m, a dla pokładu A4 strefa zniszczenia sięga 4,5 m.

Uznać można, że dla wyznaczonych wartości szerokości filarów (25 m, 61 m, 71 m, 98 m) obliczona strefa zniszczenia nie wpływa znacząco na jego nośność.

5. Wnioski

Prezentowany artykuł przedstawia metodę eksploatacji częściowej na dużych głębokościach przy zachowaniu warunku nie przekroczenia deformacji powierzchni odpowiednich dla I Kategorii Ochrony Terenu Górniczego.

Przedstawione obliczenia wykazują, że z punktu widzenia ochrony powierzchni należy wykluczyć możliwość eksploatacji pełnej. Jako możliwa alternatywa pozostaje jedynie eksploatacja częściowa systemem „continuous miner” lub „krótkich ścian” z pozostawionymi filarami węglowymi między wyrobiskami.

Szerokość wyrobisk eksploatacyjnych i filarów musi zostać tak wyznaczona aby spełniony był warunek ochrony powierzchni i żeby zapewniona została długotrwała stabilność filarów pomiędzy wyrobiskami.

Zastosowanie technologii „continuous miner” ogranicza szerokość pasów eksploatacyjnych do ok. 5,0-5,5 m, natomiast w systemie „krótkich ścian” przyjęto szerokość wyrobisk 30 m.

Do wyznaczenia szerokości filarów posłużono się średnimi wartościami z rozwiązań Salamona & Wagnera i Stacey & Page, a dla wyznaczenia szerokości filara prostokątnego posłużono się metodą podaną przez Hsiung & Peng.

Zauważyć należy, że ze względu na bezpieczeństwo przeciwwstrząsowe oraz długotrwałą stabilność filarów, należy w wyrobiskach eksploatacyjnych zastosować podsadzkę.

Obliczone ekstremalne wartości wskaźników deformacji dla eksploatacji z podsadzką hydrauliczną wynoszą:

- osiadanie, w $w_{eks} = 101 \text{ mm}$,
- odkształcenie poziome, ε $\varepsilon_{eks} = 0.32 \text{ mm/m}$,
- promień krzywizny, R $R_{eks} = 470 \text{ km}$,
- nachylenie, T $T_{eks} = 0.27 \text{ mm/m}$,

zaś maksymalne wartości wskaźników deformacji uzyskane dla obliczeń szczegółowych wynoszą:

- osiadanie, w $w_{max} = 57 \text{ mm}$,
- odkształcenie poziome, ε $\varepsilon_{max} = 0,17 \text{ mm/m}$,
- nachylenie, T $T_{max} = 0,14 \text{ mm/m}$.

Wartości graniczne dla I kategorii terenu górniczego są następujące:

- odkształcenie poziome, ε $0,3 \leq |\varepsilon_{gr}| \leq 1,5$,
- promień krzywizny, R $40 > R_{gr} \geq 20 \text{ km}$
- nachylenie, T $0,5 \leq T_{gr} \leq 2,5 \text{ mm/m}$

Z porównania obliczonych wartości ekstremalnych oraz maksymalnych wartości szczegółowych z wartościami granicznymi dla I Kategorii Ochrony Terenów Górniczych wynika, że z bardzo dużym prawdopodobieństwem tzw. szkody górnicze w obiektach budowlanych położonych na powierzchni nie wystąpią. Dotyczy to szczególnie szkód w elementach konstrukcyjnych obiektów budowlanych.

Praca została wykonana w roku 2009 w ramach prac statutowych realizowanych w IMG PAN w Krakowie, finansowanych przez Ministerstwo Nauki i Szkolnictwa Wyższego.

6. Literatura

1. Hsiung S.M., Peng S.S. *Chain Pillar Design for U.S. Longwall Panels*. Mining Sci. Tech. 2(3), pp. 279-305, 1985.
2. Madden B.J., Wagner H. *Development of a design program for coal pillars with large width to height ratios*. 9th Coal Conference, Washington DC, USA 1991.
3. Salamon M.D.G., Wagner H. *Practical experience in design of coal pillars*. In: Proc. 21th Int. Conf. of Safety in mines research institutes, pp. 3-10, Sydney, Australia 1985.
4. Sroka A. *Teoretyczne podstawy wyznaczania wymiarów wymiarów kostki przy eksploatacji górniczej w filarach szybowych*. Z. Nauk AGH. Geodezja Z. 36, Kraków 1976.
5. Sroka A. *Sicherhaussagen in der Gebirgsmechanik*. Felsbau 9, no. 3, pp. 132-137, 1991.
6. Sroka A. *Bemessung von Kohlenfesten*. Interne Studie der Ruhrkohle Niederhein AG, 1991, unveröffentlicht.
7. Stacey T.R., Page C.H. *Practical Handbook for Underground Rock Mechanics*. Trans. Tech. Publications, Clausthal-Zellerfeld, pp. 144, Germany, 1986.
8. Wagner H., Madden B.J. *Fifteen Years Experience with a Design of Coal Pillars in Shallow South African Collieries: An Evaluation of the Performance of the Design Procedures and Recent Improvements. Design and Performance of Underground Excavation*. ISRM/BGS. Cambridge, pp. 391-399, 1984.

Partial mining at large depths in the aspect of surface protection and pillar stability

Abstract

The study outlines the partial mining method to be applied in the neighbourhood of the protective pillars, the main objective being surface protection. The method involves driving long headings, leaving coal pillar between them ("continuous miner" and "short walls" systems). The size of the coal pillars and the width of headings being driven such be precisely controlled such that the requirements set forth for mine areas of category I should be met and that the long-term pillar stability should be maintained. Knothe's theory is applied to find the predicted surface deformation profiles. The proposed system might be well applied to mining operations continued on small, irregular mining plots.

Keywords: partial mining, coal pillars, pillar stability, continuous miner and short wall systems, mining plots