ZESZYTY NAUKOWE POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ 1987

Seria: GÓRNICTWO z. 145 Nr kol. 885

Stefan GAŁCZYŃSKI
Andrzej WOJTASZEK

Instytut Geotechniki
Politechnika Wrocławska

OKREŚLENIE WYMIARÓW POLA EKSPLOATACYJNEGO Z WARUNKÓW GRANICZNEJ RÓWNOWAGI NADKŁADU

Streszczenie. Przy prowadzeniu podziemnej eksploatacji złóż systemem ścianowym z zawałem stropu istotnym zagadnieniem jest właściwy dobór parametrów wyrobiska ubierkowego. Nieprawidłowo dobrana geometria wyrobiska (w odniesieniu do konkretnych warunków zalegania złoża) może być przyczyną występowania różnego typu zagrożeń związanych z trudnościami w kierowaniu stropem. W pracy poddano analizie związek między wymiarami wyrobiska ścianowego a możliwością uzyskania pełnego, kontrolowanego zawału stropu zasadniczego, podając zależności pozwalające określić bezpieczną długość frontu eksploatacyjnego oraz jego szerokość.
Zależności podane w pracy umożliwiają również określenie parametrów frontu wielościanowego, tj. ilości i długości ścian oraz ich wzajemnego wyprzedzenia w przypadku, gdy - z punktu widzenia techniczno-ekonomicznego - prowadzenie jednej ściany o wymiarach wyznaczonych na podstawie kryteriów sformułowanych w pracy (uwzględniających założony sposób kierowania stropem) jest niecelowe.
Podany w pracy przykład obliczeniowy ilustruje sposób praktycznego wykorzystania wyprowadzonych zależności teoretycznych.

1. WSTĘP

Prawidłowy przebieg podziemnej eksploatacji złóż mineralnych systemem ścianowym z zawałem powinien spełniać, z punktu widzenia mechaniki górotworu, następujące warunki górniczo-geologiczne:

- po otwarciu ściany eksploatacyjnej w jej sąsiedztwie musi być zachowane wyrobisko wybierkowe, najczęściej obudowane stojakami ze stropnicami lub zmechanizowaną obudową kroczącą. Wobec tego rejon ten nie powinien być narażony na nadmierne ciśnienie górotworu, utrudniające utrzymanie tego wyrobiska;
- poza zasięgiem wyrobiska wybierkowego powinien następować systematyczny zawał najpierw stropu bezpośredniego a następnie stropu zasadniczego.

W konkretnych warunkach geotechnicznych wynikających z sytuacji zalegania górotworu, jego parametrów itp. właściwe kierowanie stropem wyrobisk eksploatacyjnych można osiągnąć poprzez dobór odpowiedniej geometrii tych wyrobisk, zwłaszcza adekwatnej do warunków górniczo-geologicznych

długości frontu eksploatacyjnego. Nieprawidłowo dobrana geometria wyrobisk może spowodować różnego typu zagrożenia, np.:

- nadmierną koncentrację naprężeń w rejonie ściany eksploatacyjnej powodującą niekontrolowane urabianie pokładu, niszczenie ociosów wyrobisk przyścianowych, zawały stropu wyrobiska wybierkowego, nadmierne zaciskanie lub niszczenie obudowy wyrobiska,
- niepełny zawał stropu zasadniczego przyczyniający się do powstawania pustek w polu zawałowym, a zatem nawisów stropu i akumulacji energii prowadzących do tąpań stropowych lub pokładowych.

W celu uniknięcia zagrożenia i ustalenia właściwej geometrii wyrobisk eksploatacyjnych przeanalizowano stan równowagi granicznej górotworu zalegającego nad wyeksploatowaną przestrzenią. Z warunku równowagi granicznej wyznaczono wymiary wyrobisk, które zapewniają prawidłowe kierowanie stropem.

2. GRANICZNA NOŚNOŚĆ GÓROTWORU

Przed rozpoczęciem eksploatacji w masywie skalnym panuje określony stan naprężenia pierwotnego wywołany najczęściej ciężarem własnym nadkładu. Po wybraniu pewnej części pokładu obserwuje się przemieszczenie górotworu do powstałego wyrobiska i odprężenie skał w nadkładzie.

W pierwszej kolejności następuje ugięcie i spękanie warstw skalnych wraz z lokalnym odprężeniem środkowej partii stropu. W wyniku tego w narożach wyrobiska pojawia się koncentracja naprężeń ścinających tym większa, im szersze jest wyrobisko. W przypadku wyrobisk ścianowych wytężenie górotworu jest tak duże, że układ nie może pozostać w równowadze i ulega dalszemu niszczeniu. Następuje przede wszystkim ścinanie nadkładu, które zapoczątkowane w narożach wyrobiska przebiega po powierzchniach najmniejszego oporu [1, 2] (rys. 1.). Zniszczony górotwór przemieszcza się do wyrobiska, a tym samym rozpoczyna się proces jego zaklinowania (zasklepiania się). Całkowite zasklepienie nadkładu będzie możliwe, jeżeli klucz sklepienia znajdzie się w obrębie skał nośnych (rys. 1a). W tej sytuacji proces niszczenia (ścinania) górotworu ulega zahamowaniu. Nad wybraną przestrzenią, która powinna ulegać likwidacji poprzez zawał, powstaną pustki. Niepodparte sklepienia, w miarę dalszego postępu robót eksploatacyjnych, mogą ulegać gwałtownemu niszczeniu. W celu uzyskania łagodnego i pełnego zawału tuż za postępem ściany należy doprowadzić do wytworzenia się stanu granicznego w całym nadkładzie i globalnego, masowego ścięcia górotworu nośnego.

Prowadząc eksploatację ścianową na zawał należy więc zaprojektować taką szerokość frontu, aby w miejscu planowanego zawału uniemożliwić wytworzenie się sklepienia ciśnień. Innymi słowy, szerokość frontu eksploata-

cji powinna być taka, aby klucz powstającego nad nim sklepienia ciśnień sięgał ponad strop nośnych skał zwięzłych (rys. 1b).

Z założenia, że formułujące się sklepienie ciśnień nie przenosi naprężeń rozciągających, wynika, że przyjmie ono kształt elipsy o półosi pionowej równej [1]:

$$a = \frac{l}{2Kf} \sqrt{1 + Kf^2} \tag{1}$$

Sklepienie to spoczywa wezgłowiami na powierzchniach najmniejszego oporu górotworu na ścinanie i w stanie równowagi granicznej ma rozpiętość równą:

$$L = \frac{l}{\sqrt{2K}\ f} \sqrt{1 + Kf^2}, \tag{2}$$

gdzie:

l - rozpiętość wyrobiska ścianowego,
f - współczynnik wytrzymałości górotworu,
K - współczynnik parcia bocznego górotworu.

Współczynnik wytrzymałości górotworu rozumiany jest jako współczynnik oporu (tarcia) w procesie ścinania dowolnego rodzaju górotworu.
W przypadku skał zwięzłych współczynnik ten można wyrazić wg wzoru [3]:

$$f = \sqrt{\frac{R_c}{R_r} - 3}, \tag{3}$$

a współczynnik parcia bocznego jako:

$$K = tg^2(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}) = (\sqrt{1 + f^2} - f)^2, \tag{4}$$

gdzie:

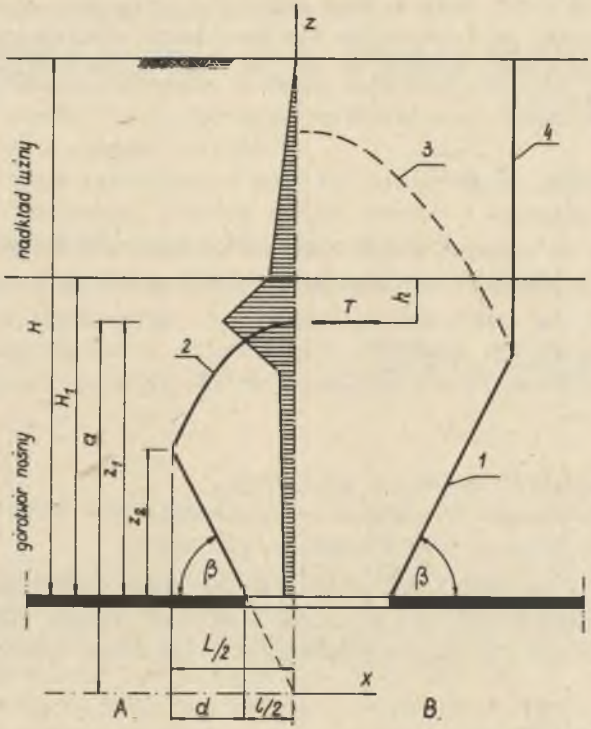
R_c; R_r - wytrzymałość skał na jednoosiowe ściskanie i rozciąganie wg testu brazylijskiego,
φ - pozorny kąt tarcia wewnętrznego równy $\varphi = arc\ tg\ f$.

Wykorzystując geometrię sklepienia można również wyznaczyć dalsze parametry, które posłużą do określenia minimalnej długości frontu eksploatacji gwarantującego uzyskanie pełnego zawału (rys. 1):

- wysokość wzniesienia sklepienia ciśnień nad stropem wyrobisk:

$$z_1 = a - \frac{l}{2}\ tg\ \beta, \tag{5}$$

- zasięg linii poślizgu (położenie wezgłowi sklepienia ciśnień),



Rys. 1. Sklepienie ciśnień nad wyrobiskiem eksploatacyjnym

A - w zasięgu skał nośnych, B - poza zasięgiem skał nośnych, 1 - powierzchnie poślizgu, 2 - ustabilizowane sklepienie ciśnień, 3 - nieustabilizowane sklepienie ciśnień, 4 - ścięcie niezasklepionego górotworu, H - głębokość prowadzonej eksploatacji, H_1 - miąższość nośnych skał zwięzłych, z_1 - zasięg sklepienia ciśnień, z_2 - zasięg linii poślizgu, a - pionowa półoś elipsy ciśnień, l - szerokość wyrobiska, L - rozpiętość sklepienia ciśnień

Fig. 1. Pressures over mining heading:

A - within the range of carrying rocks, B - beyond the range carrying rocks, 1 - slip surfaces, 2 - steady pressures, 3 - non-steady pressures, 4 - cutting of open rock, H - mining depth, H_1 - depth of carrying compact rocks, z_1 - range of pressures, z_2 - range of slip line, a - vertical semi-axis of pressure ellipse, l - heading width, L - span of pressures

$$z_2 = \frac{L}{2}\,\mathrm{tg}\,\beta - \frac{l}{2}\,\mathrm{tg}\,\beta = \frac{\mathrm{tg}\,\beta}{2}(L - l)\,, \tag{6}$$

- zasięg koncentracji naprężeń w ociosach wyrobiska ścianowego:

$$d = \frac{1}{2}(L - l) \tag{7}$$

We wzorach przez β oznaczono kąt nachylenia płaszczyzny najmniejszego oporu górotworu na ścinanie: $\beta = \frac{\pi}{4} + \varphi/2$.

3. WYZNACZENIE GEOMETRII FRONTU W ŚCIANOWYM SYSTEMIE EKSPLOATACJI Z ZAWAŁEM STROPU

Proces odprężenia górotworu w wyrobiskach eksploatacyjnych następuje w złożonym układzie przestrzennym. W przypadku eksploatacji ścianowej zaklinowanie nadkładu i tworzenie się odciążającego sklepienia może przebiegać w dwóch kierunkach, zarówno w kierunku postępu eksploatacji, jak i wzdłuż frontu (rys. 2). Aby uzyskać pełny zawał, rozpiętość frontu eksploatacji powinna być taka, aby wyeliminować możliwość zaklinowania się układu w obydwu kierunkach, czyli klucz obu granicznych sklepień ciśnień powinien wychodzić poza zasięg nośnych skał zwięzłych.
Będziemy mieli w tym przypadku do czynienia z ustrojem, który ulega zniszczeniu przed osiągnięciem stanu granicznej równowagi. Układ nie ma możliwości utworzenia sklepienia nośnego i ulega natychmiastowemu zniszczeniu w miarę postępu eksploatacji i wybierania złoża. Wynika stąd, że całkowita długość frontu eksploatacji powinna spełniać warunek:

$$l_f > l_{kr} , \tag{8}$$

gdzie:

l_f - długość frontu eksploatacji,

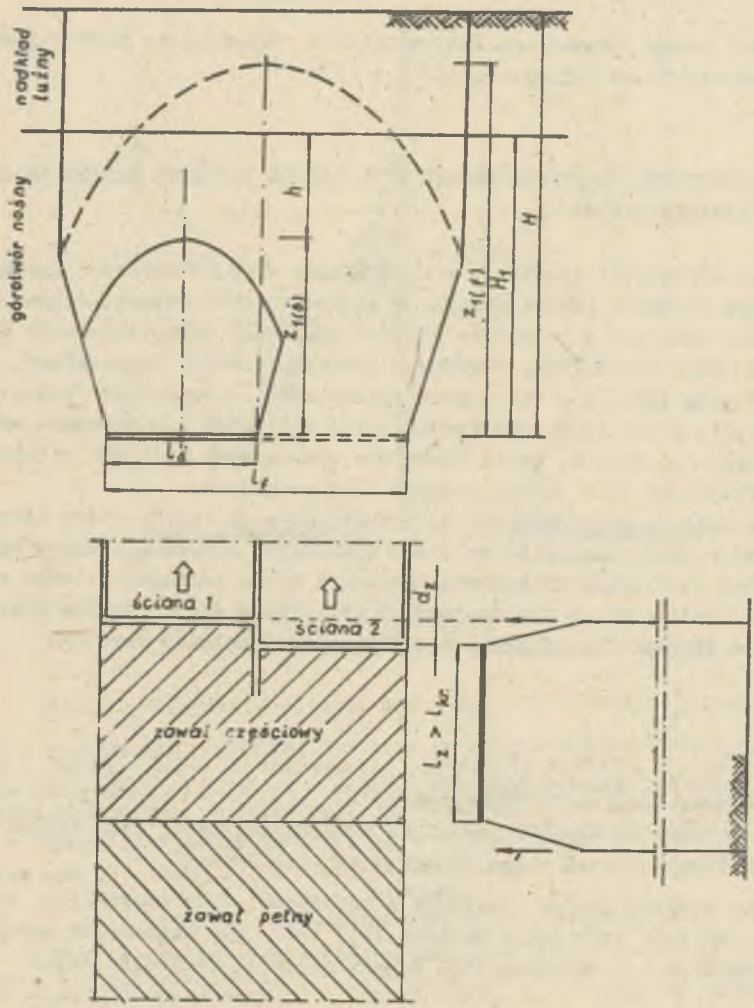
l_{kr} - krytyczna długość wyrobiska eksploatacyjnego, przy którym zasięg linii ciśnień sięga stropu skał zwięzłych.

Krytyczną długość frontu określamy z zależności (5), przyjmując, że wysokość wzniesienia sklepienia ciśnień (z_1) równa się miąższości nośnych skał zwięzłych w nadkładzie (H_1) i uwzględniając wyrażenie (1):

$$l_{kr} = \frac{2}{tg\beta}(a - H_1) = \frac{2H_1Kf}{\sqrt{1+Kf^2} - Kf\ tg\beta} \tag{9}$$

Jeśli tangens kąta wyznaczającego płaszczyznę najmniejszego oporu górotworu na ścinanie wyrazimy przez współczynnik parcia bocznego:

$$tg\beta = \frac{1}{tg(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2})} = \frac{1}{\sqrt{K}} , \tag{10}$$



Rys. 2. Zasklepienie nadkładu wzdłuż frontu i w kierunku postępu eksploatacji w systemie ścianowym z zawałem stropu

Fig. 2. Closing the overlay along the mining and towards mining progress in longwall system with roof caving

wówczas wzór (9) przyjmie postać:

$$l_{kr} = 2H_1 \frac{Kf}{\sqrt{1 + Kf^2} - \sqrt{Kf}}, \tag{11}$$

gdzie:

f - średni współczynnik wytrzymałości górotworu w nadkładzie nośnym,

H_1 - miąższość skał zwięzłych.

Wynikające ze wzoru (9) krytyczne długości ścian jako funkcje wytrzymałości górotworu odniesiono do miąższości nadkładu nośnego i zestawiono w tabeli 1.

Tabela 1

f	K	$\frac{l_{kr}}{H_1}$	l_{kr} dla H = 500 m [m]	$\frac{L_{kr}}{l_{kr}}$	$\frac{d_z}{H_1}$	d_z dla H = 500 m [m]
1	0,1716	0,5140	257	1,85	0,218	109
2	0,0557	0,3515	176	1,66	0,116	58
3	0,0263	0,2522	126	1,62	0,078	39
4	0,0151	0,1940	97	1,60	0,058	29
5	0,0098	0,1578	79	1,59	0,046	23

Jak widać z zestawienia, krytyczna długość frontu eksploatacyjnego, np. przy $H_1 \approx 500$ m, jest dość duża. Prowadzenie, a zwłaszcza utrzymanie takiego frontu jako jednej ściany o długości $l_ś > l_{kr}$ jest technicznie niecelowe a ekonomicznie nieopłacalne. Z tych względów najczęściej będziemy mieli do czynienia z przypadkiem, kiedy długość pojedynczej ściany będzie mniejsza od długości krytycznej frontu:

$$l_ś < l_{kr} \tag{12}$$

Wówczas należy prowadzić eksploatację wieloma ścianami, tak aby całkowita długość frontu spełniała zależność (8).

3.1. Eksploatacja frontem wielościanowym

Prowadzenie eksploatacji wieloma ścianami wymaga ustalenia dwóch parametrów ściany - jej długości i wielkości wyprzedzenia między ścianami.

3.1.1. Długość ściany

Jeżeli długość pojedynczej ściany spełnia warunek (12), zaistnieje możliwość zaklinowania się nadkładu i powstania sklepienia nośnego po rozciągłości ściany. Powstaje przy tym problem polegający na tym, aby rozpór działający w kluczu sklepienia nie spowodował jego zniszczenia. Inaczej mówiąc, długość ściany powinna być tak dobrana, aby zasięg linii ciśnień nie był zbyt bliski H_1 i aby powstało sklepienie o odpowiedniej grubości, posiadające dostateczną wytrzymałość na ściskanie wywołane rozporem w kluczu. W przeciwnym przypadku mogłoby dojść do przedwczesnych zawałów w pojedynczych ścianach, przy tym zniszczenie sklepienia mogłoby być gwałtowne i stać się przyczyną tąpnięć stropowych. Dla uproszczenia rozważań nad tym problemem przyjęto, że koncentracja naprężeń w kluczu sklepienia przebiega po trójkącie o podstawie 2 h (rys. 1). Pole trójkąta jest zdeterminowane wielkością rozporu sklepienia ciśnień:

$$T = \frac{1}{2}\, 2\, h\sigma = h\sigma\,, \tag{13}$$

przy czym h wynika z położenia linii ciśnień i wynosi:

$$h = H_1 - z_{1ś}\,, \tag{14}$$

gdzie $z_{1ś}$ - wzniesienie sklepienia nad ścianą.
W takim przypadku wytężenie klucza obliczamy ze wzoru:

$$\sigma = \frac{T}{h} = \frac{aKp_x}{h} = \frac{ap_x}{h} = \xi p_x \leq R_c\,, \tag{15}$$

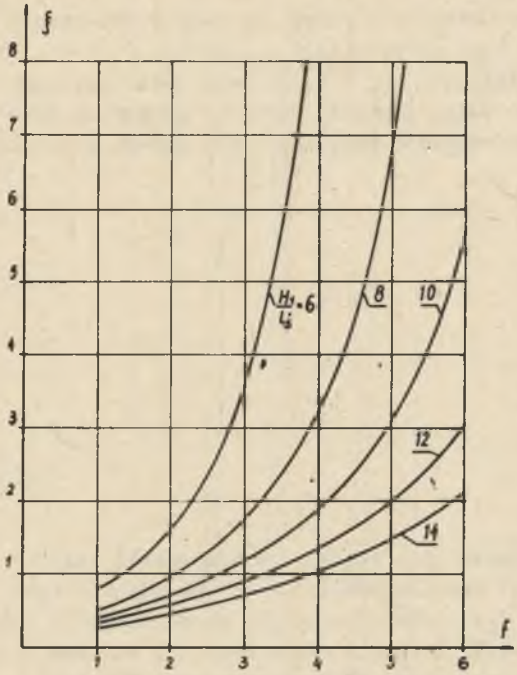
gdzie:

R_c - wytrzymałość górotworu na ściskanie w kluczu sklepienia,
h - grubość sklepienia w kluczu,
ξ - współczynnik koncentracji naprężeń w kluczu:

$$\xi = \frac{a}{h} = \frac{a}{H_1 - z_{1ś}} \tag{16}$$

Ze wzoru (15) wynika, że wartość naprężeń w kluczu sklepienia zależy od wielkości pierwotnych naprężeń poziomych w masywie skalnym, a więc od głębokości posadowienia wyrobiska i rodzaju górotworu oraz od współczynnika koncentracji tych naprężeń. Natomiast współczynnik koncentracji naprężeń w kluczu (16) jest funkcją parametrów sklepienia ciśnień (a, $z_{1ś}$), a jego wartość zależy od całkowitej miąższości skał nośnych (H_1), zalegających w nadkładzie wykonanego wyrobiska.

Jeżeli parametry sklepienia ciśnień zapiszemy jako wielkości względne, odnosząc je do długości ściany, wówczas wzór (16) przyjmie postać:



Rys. 3. Zależność współczynnika koncentracji naprężeń od współczynnika wytrzymałości skał i stosunku miąższości skał nośnych do długości ściany

Fig. 3. Dependence of stress concentration coefficient on rock strength coefficient and of carrying rook depth on longwall length

$$\xi = \frac{a/l_ś}{H_1/l_ś - z_{1ś}/l_ś} \qquad (17)$$

Wynikające ze wzoru (17) wartości współczynnika koncentracji naprężeń w kluczu sklepienia jako funkcję różnych stosunków $H_1/l_ś$ zestawiono w tabeli 2 i pokazano na wykresie (rys. 3). Z analizy współczynnika wynika, że w przypadku ścian stosunkowo krótkich o $H/l_ś > 10$ nie wykazuje on dużej zmienności i dla średnich parametrów "f" przyjmuje wartość około dwóch.

Z kolei, gdy mamy do czynienia ze ścianami stosunkowo długimi, zmienność współczynnika koncentracji (ξ) jest znacznie większa i ze wzrostem współczynnika wytrzymałości (f) szybko dąży do nieskończoności. W tym przypadku dobór długości ściany staje się problemem niezwykle odpowiedzialnym.

Tabela 2

f	$a/l_ś$	$z_{1ś}/l_ś$	ξ Dla $H_1/l_ś$ =				
			6	8	10	12	14
1	3,154	1,946	0,778	0,520	0,392	0,313	0,262
2	4,963	2,845	1,573	0,962	0,695	0,542	0,445
3	7,047	3,964	3,665	1,745	1,167	0,878	0,703
4	0,224	5,155	10,914	3,238	1,901	1,344	1,040
5	11,385	6,335	zawał	6,837	3,102	2,010	1,479
6	13,073	7,609	zawał	35,000	5,720	3,118	2,132

Ponieważ współczynnik koncentracji wzrasta w miarę jak zasięg sklepienia ciśnień zbliża się do miąższości skał nośnych (dla $z_{1ś} \rightarrow H_1$, $\xi \rightarrow \infty$, poddajmy więc dalszej analizie wielkości H_1 i z_1 w celu ustalenia kryteriów doboru optymalnej długości ścian z punktu widzenia wytężenia górotworu w kluczu sklepienia. Z tych względów zależność (17) należy przedstawić w postaci:

$$\xi = \frac{\frac{a}{l_ś}}{\frac{z_{1ś}}{l_ś}\left(\frac{H_1}{z_{1ś}} - 1\right)} \tag{18}$$

W przypadku gdy:

$$\frac{H_1}{z_{1ś}} < 1 , \tag{19}$$

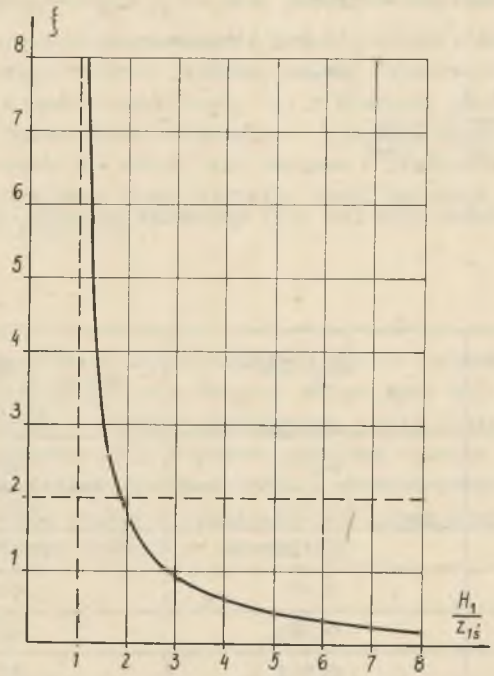
teoretyczny zasięg sklepienia ciśnień jest większy od miąższości skał nośnych w nadkładzie i nie ma możliwości wytworzenia się układu nośnego nad wyrobiskiem ścianowym. Układ ten ulega zniszczeniu przed osiągnięciem stanu równowagi granicznej, a długość ściany spełnia omówiony warunek (8).

Układ nośny wytworzy się nad wyrobiskiem ścianowym jedynie wówczas, gdy:

$$\frac{H_1}{z_{1ś}} > 1, \tag{20}$$

przy czym wraz ze wzrostem tego stosunku wielkość wytężenia w kluczu będzie maleć. Dla danych warunków geotechnicznych (f) i przy danym H_1, wzrost stosunku $H_1/z_{1ś}$ uzyska się jedynie poprzez zmniejszenie długości ściany. Jednak ta czynność jest również ograniczona, ponieważ prowadzenie zbyt krótkich ścian może być technicznie nieuzasadnione lub ekonomicznie nieopłacalne.

Z powyższej analizy wynika, że długość ściany powinna być tak ustalona, aby z jednej strony spełniała warunki techniczne eksploatacji, z drugiej zaś tak, aby wytężenie w kluczu układu nośnego nie stwarzało możliwości nagłego zniszczenia sklepienia nawet w przypadku zmienności lub niedokładności oszacowania parametrów wytrzymałościowych górotworu. W tym celu zależność (18) zilustrowano na wykresie (rys. 4). Jak widać z przebiegu krzywej $\xi = f(H_1/z_{1ś})$, jej zmienność w przedziale $\frac{H_1}{z_{1ś}} > 2$ przebiega stosunkowo łagodnie, a współczynnik ξ nie przekracza wartości 2. Natomiast w przedziale $H_1/z_{1ś} < 2$ funkcja zaczyna gwałtownie rosnąć i przy $H_1/z_{1ś} = 1$ osiąga wartość nieskończenie wielką. Współczynnik ξ w tym przedziale



Rys. 4. Zależność współczynnika koncentracji naprężeń od stosunku miąższości skał nośnych do zasięgu sklepienia ciśnień

Fig. 4. Dependence of stress concentratio coefficient on ratio of carrying rock depth to pressure range

jest więc wyjątkowo niestabilny i jego ocena ze względu na zmienność parametrów geotechnicznych jest praktycznie niemożliwa. Należy więc przyjąć, że przy $\xi > 2$ i $H_1/z_{1ś} < 2$ istnieje duże niebezpieczeństwo nadmiernego wytężenia układu nośnego, co może być przyczyną jego gwałtownego zniszczenia.

Przyjmując jako kryterium warunek

$$\xi \leqslant 2 , \tag{21}$$

wg którego współczynnik koncentracji naprężeń w kluczu sklepienia jest mniejszy od dwóch, określimy optymalną długość ściany, która nie powinna przekraczać:

$$l_ś \leqslant \frac{H_1}{\frac{a'}{2} + z_{1ś}} = \frac{H_1}{\frac{3}{2} a' - \frac{tg\beta}{2}} , \tag{22}$$

gdzie: a', $z'_{1ś}$ - wartości względne $a' = a/l_ś$, $z_{1ś} = z_{1ś}/l_ś$

Po uwzględnieniu zależności (1) i (5) otrzymamy:

$$l_ś \leqslant \frac{4Kf\ H_1}{3\sqrt{1 + Kf^2} - 2f\sqrt{K}} \tag{23}$$

Wynikające ze związków (22) lub (23) optymalne długości ścian zestawiono w tabeli 3.

Tabela 3

f	$\frac{l_{ś\ max}}{H_1}$	$l_{ś\ max}$ dla H_1 = 500 m [m]
1	0,284	142
2	0,188	94
3	0,134	67
4	0,102	51
5	0,083	42
6	0,069	35

Przykładowo dla $f = 3$ długość ściany powinna wynikać z warunku $l_ś/H_1 \leqslant 0,134$ i wynosić co najwyżej $l_ś < 0,134\ H_1$. Zakładając $H_1 = 500$ m, długość bezpiecznej ściany wynosi:

$$l_{ś(f=3)} < 500 \cdot 0,134 = 67 \text{ m}$$

Aby w tych warunkach zapewnić pełny zawał za postępem frontu, którego długość zgodnie z zależnością (8) przyjmuje wartość (tab. 1):

$$l_f > l_{kr} = 126 \text{ m},$$

eksploatację należałoby prowadzić równocześnie dwoma lub większą ilością ścian.

W przypadku, gdyby dobór długości ściany wynikający ze związku (23) okazał się z innych względów nieuzasadniony, wówczas odpowiednią długość ściany należy określić, tak, aby był spełniony warunek (15).

3.1.2. Wyznaczenie wyprzedzenia ścian

W celu zagwarantowania powstania zawału pełnego i całkowitego wypełnienia pola zawałowego skałami płonymi, należy doprowadzić do zniszczenia układu nośnego w dwóch kierunkach, tj. w kierunku postępu eksploatacji i wzdłuż frontu. Zniszczenie sklepienia w kierunku eksploatacji następuje samoczynnie za postępem robót, ale dopiero w granicach całego frontu eksploatacyjnego. Wynika z tego, że pełny zawał uzyskuje się za czołem ściany w odległości (rys. 2):

$$l_z > l_{kr} , \tag{24}$$

gdzie l_z - odległość od czoła ściany do zawału pełnego.

Przestrzeń między ścianą a zawałem pełnym może być wypełniona rumoszem skalnym pochodzącym z zawałów częściowych, czyli obwałów. Wezgłowia sklepienia nośnego uformowanego w przestrzeni nad zawałem częściowym będą oparte na caliźnie przed frontem robót i skałach zawału pełnego. W odległości d_z od czoła ściany wystąpi więc dodatkowa koncentracja naprężeń pionowych, przy czym zgodnie ze wzorem (7):

$$d_z = \frac{1}{2}(L_{kr} - l_{kr}) \tag{25}$$

Aby koncentracja naprężeń nie przemieszczała się w granice wyrobiska wybierkowego, wyprzedzenie ścian nie powinno przekraczać (rys. 2):

$$l_m < d_z , \tag{26}$$

gdzie l_m - wyprzedzenie między sąsiednimi ścianami.

Wartości d_z wynikające ze wzoru (25) zestawiono w tab. 1, wykorzystując zależność (2):

$$\frac{d_z}{H_1} = \frac{1}{2}\frac{l_{kr}}{H_1}\left(\frac{L_{kr}}{l_{kr}} - 1\right) \tag{27}$$

3.1. Podsumowanie

Ustalone zależności pozwalają na ostateczne zestawienie warunków i wzorów służących do określenia geometrii frontu przy eksploatacji ścianowej z zawałem stropu.

Długość frontu eksploatacyjnego powinna spełniać warunek:

$$l_f > l_{kr}$$

Biorąc pod uwagę omówione warunki techniczne eksploatacji front ten może składać się z kilku ścian:

$$l_f = l_{ś1} + l_{ś2} + \dots + l_{śn},$$

gdzie długość ściany ($l_ś$) obejmuje zarówno wyrobisko eksploatacyjne, jak i przylegające do niego chodniki.
Długość poszczególnych ścian powinna spełniać warunek:

$$l_ś \leqslant f(\xi, R_c)$$

Jednocześnie wartość ta nie może przekraczać długości krytycznej wyrobiska:

$$l_ś < l_{kr}$$

Wyprzedzenie ścian wynika z warunku:

$$l_m \leqslant d_z$$

Przykład

Przyjmując średni współczynnik wytrzymałości górotworu na ścinanie $f = 3$ oraz miąższość nośnych skał zwięzłych $H_1 = 500$ m otrzymujemy:

1) Długość krytycznego frontu eksploatacyjnego

$$l_{kr} = 2H_1 \frac{Kf}{\sqrt{1 + Kf^2} - \sqrt{Kf}},$$

przy współczynniku parcia bocznego:

$$K = (\sqrt{1 + f^2} - f)^2 = (\sqrt{1 + 3^2} - 3)^2 = 0{,}0263,$$

wynosi:

$$l_{kr} = 2 \cdot 500 \frac{0{,}0263 \cdot 3}{\sqrt{1 + 0{,}0263 \cdot 9} - \sqrt{0{,}0263} \cdot 3} = 126 \text{ m}$$

Wobec tego długość prowadzonego frontu eksploatacyjnego powinna spełniać warunek:

$$l_f > 126 \text{ m}$$

2) Bezpieczna długość ściany

$$l_ś \leqslant \frac{4Kf\ H_1}{3\sqrt{1 + Kf^2} - 2f\sqrt{K}} =$$

$$= \frac{4 \cdot 0{,}0263 \cdot 3 \cdot 500}{3 \cdot \sqrt{1 + 0{,}0263 \cdot 9} - 2 \cdot 3\sqrt{0{,}0263}} = 67\ m$$

Otrzymana wartość spełnia nierówność:

$$l_{ś\ max} = 67\ m < l_{kr} = 126\ m$$

3) Ilość ścian

Ilość ścian należy dobrać w zależności od przyjętej technologii eksploatacji, np.:

- przy ścianach o długości 40 m front eksploatacyjny składający się z trzech ścian i czterech chodników (o szerokości 5 m) będzie miał długość:

$$l_f = 3 \cdot 40 + 4 \cdot 5 = 140\ m > l_{kr} = 126\ m.$$

- przy ścianach długości 60 m front eksploatacyjny składający się z dwóch ścian i trzech chodników będzie miał długość:

$$l_f = 2 \cdot 60 + 3 \cdot 5 = 135\ m > l_{kr} = 126\ m.$$

Z przytoczonego przykładu wynika, że ilość ścian powinna być taka, aby z jednej strony łączna ich długość wraz z przylegającymi chodnikami była większa od wielkości krytycznej wyrobiska, z drugiej zaś taka, aby układ nośny wytworzony nad pojedynczą ścianą nie uległ zniszczeniu.

4) Wyprzedzenie ścian

Wyprzedzenie ścian tworzących jeden front eksploatacyjny nie powinno przekraczać wartości:

$$l_m \leqslant d_z = \frac{1}{2}(L_{kr} - l_{kr}) = \frac{1}{2}\, l_{kr}\left(\frac{\sqrt{1+Kf^2}}{f\sqrt{2K}} - 1\right).$$

Po podstawieniu danych zasięg koncentracji naprężeń pionowych od czoła ściany wynosi:

$$d_z = \frac{1}{2} \cdot 126 \left(\frac{\sqrt{1 + 0,0263 \cdot 9}}{3 \cdot \sqrt{2 \cdot 0,0273}} - 1\right) = 39 \text{ m}$$

Wobec tego wyprzedzenie ścian powinno spełniać warunek:

$$l_m \leqslant 39 \text{ m},$$

przy czym odległość ta jest mierzona między czołami sąsiednich ścian.

LITERATURA

[1] Gałczyński S., Wojtaszek A.: Ciśnienie górotworu na obudowę wyrobisk korytarzowych posadowionych na dużych głębokościach. Materiały Konferencyjne - Wybrane problemy geomechaniki i budownictwa górniczego, Katowice 1981.

[2] Gałczyński S., Wojtaszek A.: Stateczność skrzyżowań wyrobisk górniczych, Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, s. Górnictwo, z. 128, Gliwice 1983.

[3] Gałczyński S., Wojtaszek A.: Klasyfikacja masywów skalnych w stanie równowagi granicznej. Materiały Sesji Naukowej. Wyd. AGH, Kraków 1984.

Recenzent: Doc. dr hab. inż. Zenon Szczepaniak

Wpłynęło do Redakcji w lipcu 1985 r.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ЭКСПЛУАТАЦИОННОГО УЧАСТКА
ПО УСЛОВИЯМ ГРАНИЧНОГО РАВНОВЕСИЯ ВСКРЫШИ

Р е з ю м е

При проведении подземной эксплоатации залежей системой лав с обрушением кровли, важной проблемой является соответствующий выбор параметров выемочной выработки. Неправильно подобранная геометрия выработки (относительно конкретных условий положения залежей) может быть причиной появления разных типов угроз, связанных с трудностями в управлении кровлей. В работе проанализирована связь между размерами лавовой выработки и возможностью получения полного, контролированного обрушения основной кровли, представляя зависимости, позволяющие определить безопасную длину эксплоатационного фронта и его ширину.

Зависимости, представленные в работе, позволяют также на определение параметров многолавового фронта, т.е. количества и длины лав, и их взаимного опережения в случае, когда, с точки зрения технико-экономической, ведение одной лавы с размерами, определенными на основании критериев сформулирован-

ных в работе (учитывающих предполагающий способ управления кровлей) - является нецелесообразным.
Представленный в работе пример расчёта иллюстрирует метод практического использования выведенных теоретических зависимостей.

DEFINING OF MINING FIELD DIMENSIONS FROM THE CONDITIONS OF OVERLAY LIMITING BALANCE

S u m m a r y

During underground bec mining by the longwall system with a roof caving, a very important problem is to select correctly parameters of the heading. Wrong heading geometry (refering to given conditions of a deposit) may cause different types of threatening connected with difficulties of roof control. The paper has analysed the relation between heading dimensions and possibility of achieving of a completely controled roof caving, presenting dependences which allow to define safe length of mining front and its width. Dependences given in the paper make also possible to define the parameters of multilongwall front, i.e. number and length of longwalls and their interdependent advancing in the case when - from the point of view of technique and economy - working on one longwall with dimensions based on the criteria formulated at work (taking into account assumed way roof control) is aimless.
Calculations given in the paper show the way of application of theoretical dependendes.