ZESZYTY NAUKOWE POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ 1983

Seria: GÓRNICTWO z. 123 Nr kol. 745

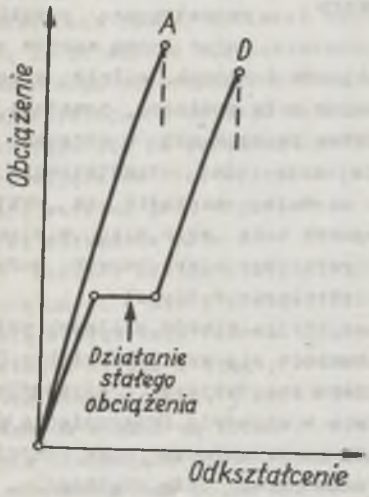
Alfred BILIŃSKI

WPŁYW PODPORNOŚCI OBUDOWY NA UTRZYMANIE WYROBISKA ŚCIANOWEGO

Streszczenie. W publikacji przedstawiono model górotworu naruszonego eksploatacją ścianową. Omówiono najważniejsze parametry charakteryzujące ten górotwór. Określono wskaźnik nośności warstw stropu charakteryzujący stan utrzymania stropu wyrobiska. Podano schematy obciążenia wyrobiska ścianowego przy rozmaitych typach skał stropowych oraz sposoby obliczania tego obciążenia. Podano sposoby obliczania podporności obudowy, uwzględniające obciążenie wyrobiska i uzyskiwany stan utrzymania stropu tego wyrobiska.

1. Model górotworu naruszonego eksploatacją ścianową

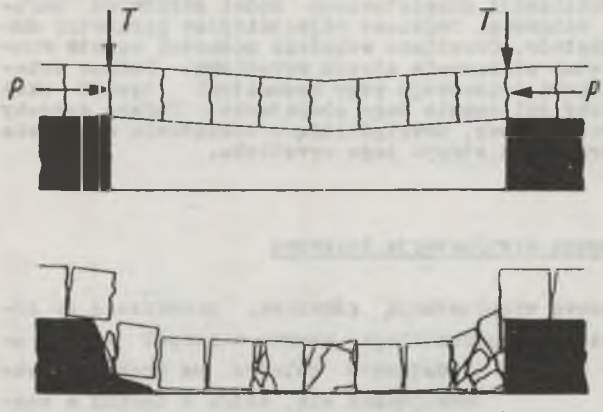
Górotwór naruszony ścianową eksploatacją górniczą, prowadzoną na dużych obszarach przekształca się z jednolitego masywu w zespół warstw osiadających kolejno na zrobach i zachowujących się, każda z osobna w sposób jej właściwy. Taki zespół warstw wymaga przyjęcia specjalnego modelu dla opisu zjawisk w nim występujących. Modele traktujące górotwór jako jednolity ośrodek np. sprężysty, czy sprężysto-plastyczny, dające na ogół dobre rezultaty w przypadku opisywania zjawisk w górotworze praktycznie nie naruszonym, tzn. w przypadku chodników drążonych w caliźnie, czy też eksploatacji komorowo-filarowej z pozostawianiem filarów w zrobach, nie zaspokajają w pełni potrzeb występujących w przypadku górotworu naruszonego. Z polskich uczonych pierwszy zwrócił na to uwagę M. Borecki [1, 2], z zagranicznych uczony belgijski H. Labasse [3, 4]. Dzięki ich pracom został opracowany empiryczny model górotworu naruszonego.



Rys. 1. Przykładowe charakterystyki wytrzymałościowe skał w jednoosiowym stanie napięcia

Skały tworzące górotwór są ciałami sztywnymi, praktycznie nie odkształcalnymi (rys. 1). Przy jednoosiowym obciążeniu rozpadają się, bez uprzed-

niego okresu większych odkształceń. W większości są kruche, tj. pękają pod uderzeniem, Tylko wówczas, gdy podlegają bardzo wielkim, trójosiowym naprężeniom, jak np. podczas ruchów górotwórczych, zachowują się podobnie jak ciała plastyczne. Skały są bardzo mało wytrzymałe na rozciąganie. Natomiast pod stałym obciążeniem, nawet dalekim od niszczącego naprężenia ściskającego, ulegają trwałemu odkształceniu o charakterze płynięcia. Przy ponownym wzroście obciążenia dalsze odkształcenia mają znowu charakter sprężysty.



Rys. 2. Schematy odprężonej warstwy górotworu

Pomimo sztywności skał warstwy utworzone z nich wykazują w polach eksploatacji ścianowej, dużą zdolność do odkształcania się, polegającej głównie na uginaniu się danej warstwy. Takie odkształcanie staje się możliwe dzięki spękaniom, w wyniku których warstwy skalne tracą swoją ciągłość fizyczną, a zachowują tylko ciągłość geometryczną przybierając formę warstw odprężonych (rys. 2). Stają się one zbiorem bloków skalnych, silnie z sobą szczepionych i wzajemnie do siebie dociskanych siłą podłużną, powstałą na skutek pozornego zwiększenia objętości warstwy po spękaniu w stosunku do jej objętości przed spękaniem. Warstwa taka, może ulec odkształceniu w przypadku zmniejszenia się siły podłużnej, co może nastąpić na skutek przyrostu pierwotnej długości warstwy. Przyrost taki może mieć miejsce, gdy jedna z podpór zacznie się obniżać lub gdy przy nieruchomych podporach, przy długotrwałym obciążeniu wystąpi płynięcie materiału.

Gdy siła podłużna ulega zmniejszeniu, zazębienia bloków skalnych poluzowują się i bloki uzyskują możliwość przesuwania się względem siebie. Odkształcenie takie nie ma oczywiście charakteru sprężystego. Szczególnie gdy chodzi o czas jego rozprzestrzeniania się w warstwie. Przesunięcia bloków następują skokowo, gdy wypadkowa obciążenia przekracza siłę tarcia. Pojedyncze przesunięcie rozpoczyna się ze stosunkowo dużą prędkością, na skutek zmiany współczynnika tarcia statycznego na współczynnik tarcia dynamicznego. Zahamowanie przesunięcia następuje przy napotkaniu reakcji [illegible] lub, gdy ciężar jaki je wywoła staje się mniejszy od sumy sił tarcia dynamicznego, powstałych przez rozwarstwienie się pierwotnego bloku na szereg mniejszych. Po zahamowaniu przesunięcia współczynnik tarcia

dynamicznego zostaje z powrotem zastąpiony przez współczynnik tarcia statycznego i wytwarza się nowy stan równowagi. Trwa on do czasu, aż siły zewnętrzne nie pokonają znowu sił tarcia statycznego i nie wywołają następnego przesunięcia.

Im dana warstwa skalna jest gęściej spękana, tym więcej ma płaszczyzn poślizgu i tym większą ma zdolność do uginania się. Również istotne znaczenie dla zdolności do odkształcania się ma grubość pojedynczej warstwy. Im warstwa jest cieńsza, tym większa jest możliwość obluzowania się w niej bloku na całej wysokości szczeliny pęknięcia i utraty ciągłości geometrycznej warstwy. Warstwy grube natomiast, poprzez naciski wzdłużne wywołane zdylatowaniem, stanowią jakby belki wstępnie sprężone i mogą przez to wytrzymywać duże odkształcenia.

Warstwę, która uległa spękaniu, czyli warstwę odprężoną, można rozpatrywać wytrzymałościowo jako pewnego rodzaju belkę, której wielkość ugięcia zależy od kwadratu rozpiętości i wielkości obciążenia. Strzałka ugięcia takiej belki nie jest jednak wartością stałą, lecz może się zmieniać w zależności od wielkości poślizgów bloków tworzących belkę.

W miarę zwiększania się rozpiętości warstwy odprężonej rosną siły poprzeczne w punktach jej podparcia. Siły te mogą przekroczyć wytrzymałość na ściskanie zazębień bloków skalnych w szczelinach pęknięć. Zostaje wówczas ścięte najbardziej obciążone zazębienie. Wskutek tego ulegają przeciążeniu i ścięciu kolejne, następne zazębienia w formie pewnego rodzaju reakcji łańcuchowej, której kolejne fazy przebiegają w coraz krótszych odstępach czasu, ponieważ nacisk jednostkowy w zazębieniach wzrasta w miarę zmniejszania się powierzchni obciążanej. Ścięciom poszczególnych zazębień mogą towarzyszyć wstrząsy, związane z nagłym wyzwalaniem się energii sprężystej. Po ścięciu ostatniego zazębienia warstwa stropowa gwałtownie rozpada się na poszczególne bloki. Może przy tym pociągnąć za sobą spoczywające na niej wyższe warstwy górotworu. W przypadku, gdy załamująca się warstwa jest odpowiednio gruba i mocna oraz osiągnęła dużą rozpiętość, jej załamanie może mieć charakter tąpnięcia.

Warstwy skalne w rejonie pola ścianowego przechodzą w formę warstw odprężonych w miarę postępu frontu eksploatacji, na skutek spękań tworzących się wzdłuż tego frontu. Spękania takie tworzą się w pokładzie oraz w warstwach stropu i spągu, bezpośrednio do niego przyległych, już przed frontem eksploatacji. W warstwach bardziej oddalonych od pokładu, miejsca pierwszych spękań są kolejno coraz bardziej przesunięte ku zrobom. Powierzchnia obejmująca płaszczyzny pierwszych szczelin w danych warstwach ma w górotworze nad polem ścianowym nachylenie w kierunku calizny, w pokładzie jest prostopadła do spągu, a w warstwach pod pokładem jest nachylona w kierunku zrobów.

Kilkunastoletnie badania przejawów ciśnienia w górotworze naruszonym, przeprowadzone przez GIG w kopalniach węgla kamiennego [5] dostarczyły obfitego materiału doświadczalnego. Pozwolił on na przybliżone określenie szeregu czynników, charakteryzujących naruszony górotwór.

2. Stopień utwierdzenia odprężonej warstwy skalnej

Warstwy w naruszonym górotworze mają ograniczone możliwości odkształcania się. Możliwości te są tym większe, im więcej wokół nich tworzy się pustej przestrzeni, czyli im luźniejsze staje się ich osadzenie w otaczającym górotworze. Zatem im naruszenie górotworu jest mniejsze i mniejsze rozsłojenia między warstwami, tym mniejsza jest możliwość ich nieskrępowanego odkształcania i większa staje się zdolność do osiągania dużych rozpiętości nośnych. Ta zdolność może być scharakteryzowana przez stopień utwierdzenia odprężonej warstwy skalnej w naruszonym górotworze, czyli pewnego rodzaju stopień usztywnienia, wyrażony przy pomocy współczynnika A. Przy przyjęciu, że dana warstwa zachowuje się podobnie jak belka zginana, obciążona w sposób ciągły, można przyjąć cztery zasadnicze stopnie usztywnienia. Pierwszy, najsłabszy jest zbliżony do występowania podpory, stałej na jednym końcu belki i podpory przesuwnej na drugim końcu belki; wówczas A = 8. Drugi stopień usztywnienia jest zbliżony do sztywnego zamocowania jednego końca belki i podpory przesuwnej na drugim końcu belki; wówczas A = 14. Trzeci stopień usztywnienia jest zbliżony do sztywnego zamocowania jednego końca belki i podpory stałej na drugim końcu belki; wówczas A = 18. Czwarty, najmocniejszy, zbliżony do sztywnego zamocowania obu końców belki; wówczas A = 24.

3. Wytrzymałość skały tworzącej warstwę

Bardzo ważnym czynnikiem wpływającym na zachowanie się warstwy odprężonej jest wytrzymałość tworzącej ją skały. Najbardziej wiarygodnym wskaźnikiem wytrzymałościowym dla skał jest wytrzymałość na ściskanie R_c (tablica 1), która może być stosunkowo dokładnie wyznaczona metodami labora-

Tablica 1

Ogólna charakterystyka wytrzymałościowa skał występujących w polskich kopalniach węgla kamiennego

Rodzaj skały	Wytrzymałość laboratoryjna na ściskanie R_c, MN/m^2		Zwięzłość f	
	Skały	Węgla	Skały	Węgla
1	2	3	4	5
A_1 Bardzo kruche łupki ilaste, gęsto uławicone	5 do 12 śr. 9	-	0,4 do 0,7	-
A Łupki ilaste gęsto uławicone względnie bardzo mało zwięzły węgiel	13 do 24 śr. 19	15 do 24 śr. 19	0,8 do 1,2	0,6 do 1,0

cd. tablicy 1

1		2	3	4	5
B	Łupki ilaste średnio uławicone względnie mało i średnio zwięzły węgiel	25 do 39 śr. 32	24 do 35 śr. 30	1,3 do 2,0	1,1 do 1,4
C	Łupki piaszczyste lub piaskowce średnio uławicone względnie zwięzły węgiel	40 do 54 śr. 48	36 do 43 śr. 40	2,1 do 3,0	1,5 do 1,7
D	Łupki piaszczyste lub piaskowce grubo uławicone względnie bardzo zwięzły węgiel	55 do 74 śr. 65	44 do 52 śr. 48	3,1 do 4,0	1,8 do 2,0
E	Piaskowce bardzo grubo uławicone	75 do 110 śr. 90	-	4,1 do 6,0	-

toryjnymi i wyrażona np. w MN/m^2. Z tego wskaźnika można przechodzić na inne rodzaje wytrzymałości, drogą podzielenia go przez współczynnik φ. Dla określenia wytrzymałości na czyste rozerwanie, najbardziej prawdopodobne wartości otrzymuje się przy $\varphi = 70$; dla wytrzymałości na zginanie przy $\varphi = 14$. Dla przypadku zginania grubych warstw skalnych w górotworze przyjmuje się wartość pośrednią $\varphi = 40$. Dla warstw cieńszych, zwłaszcza zalegających w sąsiedztwie wyrobiska, współczynnik ten może być większy i bliższy wartości 70.

4. Grubość płyt skalnych w rozsłojonej warstwie

Odprężona warstwa skalna może ulec rozsłojeniu wzdłuż płaszczyzn sedymentacyjnych, stając się zbiorem płyt skalnych. Średnia grubość pojedynczej płyty skalnej zależy od średniej odległości płaszczyzn rozsłojenia, jakie mogą wystąpić w danej odprężonej warstwie. Ta odległość z kolei zależy przede wszystkim od wytrzymałości skały tworzącej warstwę oraz od położenia tej warstwy w górotworze w stosunku do wyrobiska ścianowego, wywołującego naruszenie tego górotworu. Podczas badań przejawów ciśnienia górotworu dokonywanych w polach eksploatacji ścianowej, zauważono, że płaszczyzny rozsłojenia występują w danej warstwie tym rzadziej, im mocniejsza jest tworząca ją skała. Rozrzedzenie płaszczyzn rozsłojenia zwiększa się również w danej warstwie skalnej w miarę zwiększania się jej odległości od stropu wyrobiska ścianowego. Po uwzględnieniu tych czynników, można określić średnią odległość płaszczyzn rozsłojenia w danej warstwie skalnej, w m, przy pomocy przybliżonej zależności:

$$h_d = \varphi \, n_d \, \frac{A}{8} \, \frac{H}{h_b},$$

We wzorze tym wprowadzono empirycznie okreslony współczynnik $n_d = \frac{R_c}{R_c+45}$.

A jest omówionym już współczynnikiem utwierdzenia warstwy skalnej.

H jest odległoscią w m środka wysokości danej warstwy skalnej od stropu wyrobiska ścianowego, wywołującego naruszenie górotworu.

h_b jest wysokością pakietu warstw nad wyrobiskiem, które w zrobach, tracąc ciągłość geometryczną, przechodzą w stan mniej lub więcej uporządkowanego rumowiska. Wysokość tego pakietu odpowiada w przybliżeniu grubości stropu bezpośredniego nad wyrobiskiem, obciążającego obudowę.

φ jest ewentualnym współczynnikiem zmniejszającym, jaki należy wprowadzić w strefach osłabienia górotworu; w innych przypadkach $\varphi = 1$.

Obliczona odległość płaszczyzn rozsłojenia h_d może dla danej warstwy skalnej okazac się mniejsza lub równa w odniesieniu do jej rzeczywistej grubosci H_p lub też wieksza od tej grubosci. Zatem jako srednią grubosc pojedynczej płyty skalnej należy w przypadku pierwszym przyjąć w m $h_p=h_d$; w przypadku drugim $h_p = H_p$.

5. Nośność odprężonej warstwy skalnej

Zachowanie nosności, czyli geometrycznej ciągłosci odprężonej warstwy skalnej zależy od utrzymywania się zazębień między jej poszczególnymi blokami. Utrzymywanie się tych zazębień jest możliwe tylko do pewnej wielkości ugięcia warstwy, zależnej szczególnie od stopnia rozwarstwienia danej skały, czyli wysokości poszczególnych bloków w warstwie oraz od wielkości siły podłużnej potrzebnej do dociskania tych bloków do siebie. Przy zwiększaniu nachylenia następuje zmniejszenie się wielkości siły podłużnej, wskutek zwiększenia długości warstwy. Poszczególne bloki skalne uzyskują przez to większą możliwość poprzecznego przemieszczania się. Początkowo uzewnętrznia się to otwieraniem szczelin w dolnej części warstwy, następnie przy zwiększaniu nachylenia tworzeniem się progów, aż wreszcie po przekroczeniu granicznego nachylenia, rozpadem warstwy na poszczególne bloki. Analiza wyników obserwacji dołowych wykazała, że dopuszczalne zwiększenie długości danej warstwy skalnej, powyżej którego może nastąpić jej rozpad, wynosi od 0,5 do 1%, w zależności od własności fizykomechanicznych tworzącej ją skały.

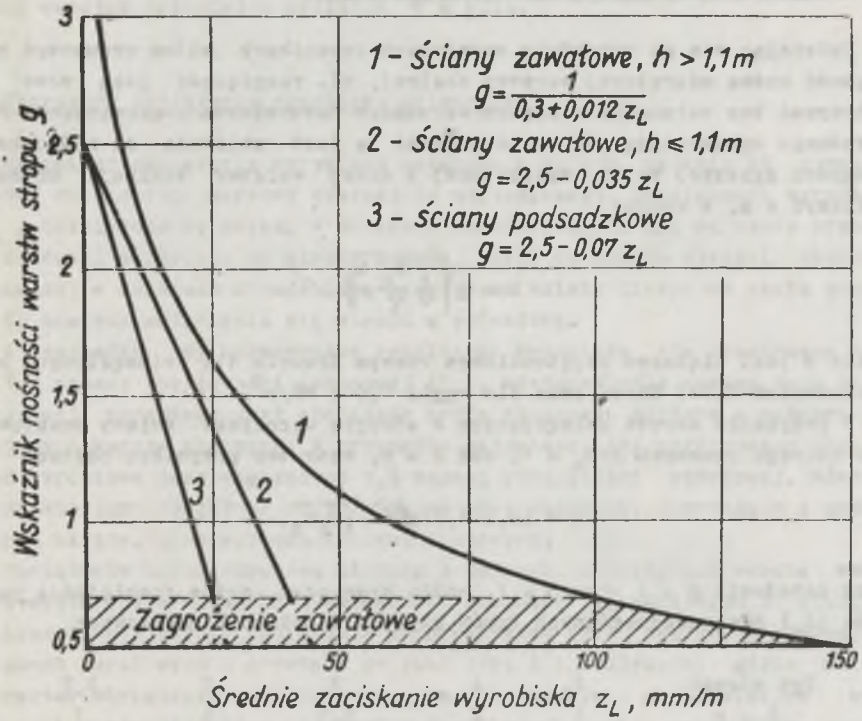
Miarą wielkości uginania się warstw stropu wyrobiska eksploatacyjnego może być wielkość średniego zmniejszania się jego wysokości, występująca na rozpiętości wyrobiska, pomiędzy jego czołem a krawędzią od strony zrobów. Jak wykazały liczne badania dołowe, udział spągu w zmniejszaniu wysokości wyrobiska eksploatacyjnego jest niewielki i może być praktycznie pominięty, jakkolwiek w szeregu wyrobisk, zwłaszcza z obudową indywidualną można było odnosić wrażenie, że spąg ulega silnemu wypiętrzeniu. W rzeczywistości jednak w takich przypadkach następowało wbijanie się stojaków w spąg, a nie wypiętrzanie spągu. Zmniejszanie się wysokości wyrobiska

jest określane, jak wspomniano, mianem zaciskania wyrobiska. Zatem wielkość ugięcia warstw stropu wyrobiska eksploatacyjnego może być określona poprzez średnią wielkość zaciskania (z_L), wyrażoną w mm, przypadającą na jeden metr rozpiętości wyrobiska w jego obudowanej części.

Stan utrzymania stropu wyrobiska jest tym lepszy im mniejsze jest ugięcie warstw skalnych, tworzących ten strop, czyli im bliższe są one swojego stanu pierwotnego w jakim znajdowały się początkowo w górotworze. Stopień nośności tych warstw może być określony przez wskaźnik nośności warstw (g) stropu wyrobiska, który jest funkcją średniego zaciskania

$$g = F(z_L)$$

Dla poszczególnych rodzajów wyrobisk eksploatacyjnych określono na podstawie obserwacji kopalnianych, typy funkcji opisujących wskaźnik nośności. Ich charakter zależy głównie od wielkości pustki pozostającej w zrobach. We wszystkich przypadkach wartości wskaźnika g poniżej 0,7 wyrażają stan zagrożenia wyrobiska zawałem. Wartości pomiędzy 0,8 a 1,0 wyrażają mierny stan utrzymania stropu, charakteryzujący się lokalnym występowa-



Rys. 3. Zależność wskaźnika nośności warstw stropu od zaciskania wyrobiska dla różnych rodzajów ścian

niem opadu skał. Wartości pomiędzy 1,1 a 1,6 wyrażają dobry stan utrzymania stropu, zaś wartości powyżej 1,7 bardzo dobry stan utrzymania stropu.

Funkcje opisujące wskaźnik nośności warstw stropu wyrobiska dla poszczególnych rodzajów ścian przedstawiają się następująco (rys. 3):

<u>średnie i wysokie ściany zawałowe</u>, których wysokość $h > 1,1$ m

$$g = \frac{1}{0,3 + 0,012\, z_L}$$

<u>niskie ściany zawałowe</u>, $h < 1,1$ m

$$g = 2,5 - 0,035\, z_L$$

<u>ściany z podsadzką hydrauliczną</u>

$$g = 2,5 - 0,07\, z_L$$

6. Rozpiętość nośna odprężonej warstwy skalnej

Opierając się na uprzednio omówionych czynnikach można wyznaczyc rozpiętość nośną odprężonej warstwy skalnej, tj. rozpiętość jaką może ona wytrzymac bez załamania w danych warunkach naturalnych i górniczych. Przy założeniu upraszczającym, że rozpiętość ta jest zbliżona do największej długości zginanej belki, wydzielonej z danej warstwy skalnej, można ją obliczyć w m, z wzoru:

$$L = g\sqrt{\frac{A}{6}\,\frac{R_c}{\varphi}\,\frac{h_p}{\gamma}}$$

gdzie γ jest ciężarem objętościowym równym średnio dla niewęglowych skał karbońskich 0,023 MN/m^3 oraz dla węgli 0,013 MN/m^3.

W przypadku warstw zalegających w stropie wyrobiska ściany zawałowej, dla którego stosunek $H:h_b = 1$, zaś $A = 8$, wzór ten przybiera postać:

$$L = (0,9-1,2)\, g\sqrt{\varphi}\,\sqrt{n_d R_c}.$$

Przy założeniu $g = 1$ oraz $\varphi = 1$, można wyznaczyć nośne rozpiętości wzorcowe (L_w) dla poszczególnych typów stropów w ścianach zawałowych

Typ stropu	A_1	A	B	C	D,E
L_w, m	1	2	3,5	5	7

W przypadku warstw zalegających w stropie wyrobiska ściany z podsadzką hydrauliczną, dla którego stosunek H:D = 0,5, zaś A = 14, wzór ten dla stropów kamiennych przybiera postać:

$$L = (1,1-1,5)g\sqrt{\varphi}\ \sqrt{n_d R_c},$$

zaś dla stropów węglowych:

$$L = (1,5-2)g\sqrt{\varphi}\ \sqrt{n_d R_c}.$$

Nośne rozpiętości wzorcowe, dla poszczególnych typów stropów w ścianach z podsadzką hydrauliczną, przedstawiają się następująco:

Typ stropu	A_1	A	B	C	D,E
Strop kamienny L_w, m	1,5	3	4	6	8
Strop węglowy L_w, m	-	3	4	6	8

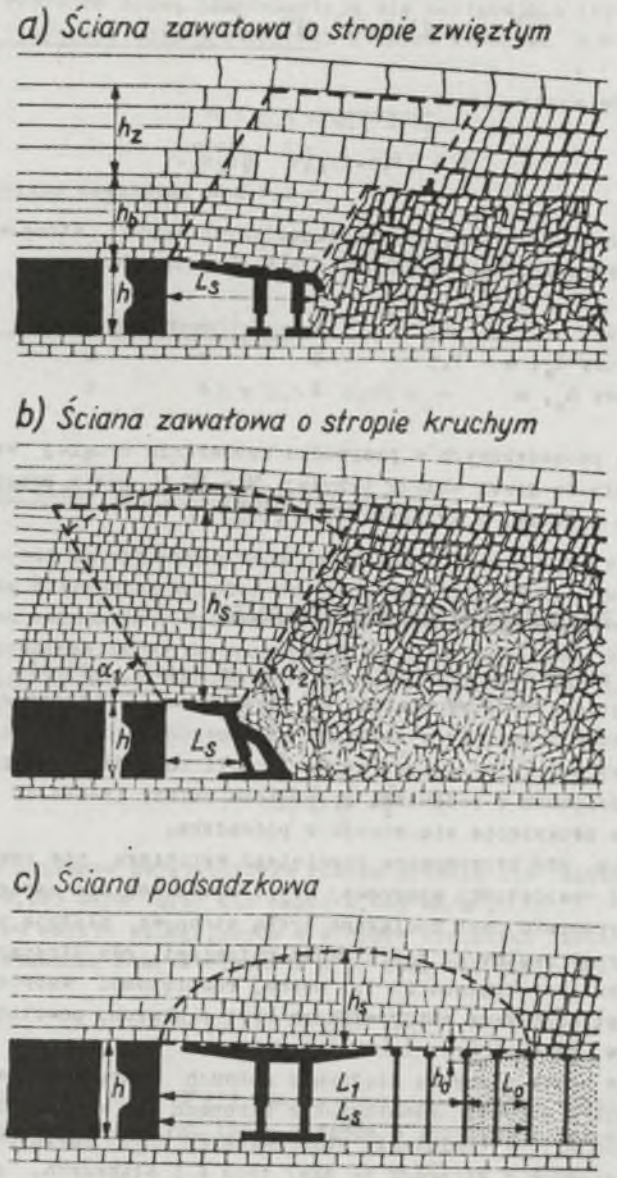
W ścianach podsadzkowych w przypadku wybierania drugiej warstwy w kolejności z dołu do góry, należy przyjąć $\varphi = \sqrt{0,9}$, zaś w przypadku wybierania warstwy trzeciej i wyższych $\varphi = \sqrt{0,8}$.

7. Charakter obciążenia wyrobiska ścianowego

Charakter obciążenia wyrobiska ścianowego zależy głównie od stosunku nośnej rozpiętości warstwy skalnej do utrzymywanej rozpiętości wyrobiska (L_o). Rozpiętość tę należy w ścianach zawałowych liczyć od czoła przodka do krawędzi wyrobiska od strony zrobów, czyli do końców stropnic obudowy. Natomiast w ścianach z podsadzką rozpiętość należy liczyć od czoła przodka do miejsca zetknięcia się stropu z podsadzką.

W przypadku, gdy utrzymywana rozpiętość wyrobiska nie przekracza około 1,3 nośnej rozpiętości wzorcowej (L_w), właściwej dla danego typu skały stropowej, wyrobisko jest obciążone bryłą stropową złożoną z nośnych odprężonych warstw skalnych. W przypadku natomiast, gdy utrzymywana rozpiętość wyrobiska jest większa od 1,3 nośnej rozpiętości wzorcowej, wówczas wyrobisko jest obciążone zbiorowiskiem brył skalnych, powstałych z odprężonych warstw, pozbawionych zdolności nośnych.

Obciążenie bryłą stropową złożoną z nośnych odprężonych warstw skalnych występuje w ścianach zawałowych o stropach ze skał typu B (tablica 1) oraz mocniejszych. Obciążenie zbiorowiskiem brył skalnych występuje w ścianach zawałowych o stropach ze skał typu A i słabszych, gdzie ma ono charakter obciążenia materiałem sypkim. Obciążenie zbiorowiskiem brył skalnych występuje też w ścianach podsadzkowych, przy wszystkich typach



Rys. 4. Schematy obciążeń wyrobisk ścianowych

stropów i ma ono charakter obciążenia materiałem luźnym, zawartym wewnątrz sklepienia parabolicznego. Schematy podanych typów obciążeń podano na rys. 4.

Bryła stropowa z mocnych, odprężonych warstw skalnych składa się z bryły stropu bezpośredniego o wysokości h_b oraz bryły stropu zasadniczego o wysokości h_z (rys. 4a). Jej ciężar zależy od tych wysokości oraz od rozpiętości obu składowych brył. Dla ścian zawałowych o stropie bezpośrednim ze skał typu B i mocniejszych, ciężar bryły stropowej, przypadający na pas wyrobiska o szerokości jednego metra, prostopadły do frontu ściany, można obliczyć w MN/m z wzoru:

$$Q = \gamma F_s$$

gdzie:

γ - jest omawianym już ciężarem objętościowym skał;

F_s - jest polem przekroju poprzecznego bryły skał stropowych w m^2.

Wzór ten można przedstawić w formie uproszczonej:

$$Q = n_s L_s h,$$

gdzie:

n_s - jest współczynnikiem zależnym od typu skał stropu zasadniczego; zależność wartość tego współczynnika od wielkości utrzymywanej rozpiętości wyrobiska podano na rys. 5;

L_s - jest wielkością utrzymywanej rozpiętości wyrobiska w m;

h - jest wysokością ściany w m.

W ścianach zawałowych, w których stropie zalegają skały typu A lub słabsze, o grubości równej co najmniej 3-krotnej wysokości ściany, zbiorowisko brył skalnych, obciążających wyrobisko, ma w przekroju poprzecznym kształt zbliżony do trapezu (rys. 4b). Wówczas obciążenie, przypadające na pas wyrobiska o szerokości jednego metra, prostopadły do frontu ściany, można obliczyć w MN/m z wzoru:

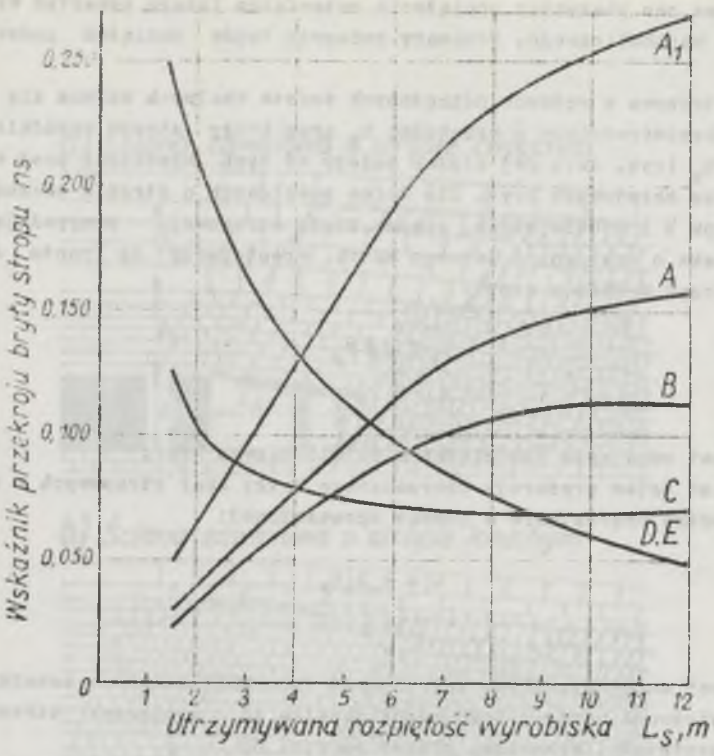
$$Q = 0{,}02\ h_s(L_s + 0{,}55\ h_s)$$

Na podstawie wyników badań dołowych można przyjąć że dla skał typu A, $h_s = 0{,}6\ L_s\ h$, zaś dla skał typu A_1, $h_s = 0{,}8\ L_s\ h$.

Dla uproszczenia obliczeń, można również w przypadku ścian zawałowych o stropach bezpośrednich i zasadniczych typu A i A_1, posłużyć się wzorem przybliżonym, takim jak podany dla innych ścian zawałowych, tj.

$$Q = n_s L_s h,$$

przy czym wartości współczynnika n_s podano również na rys. 5.



Rys. 5. Zależność współczynnika przekroju poprzecznego bryły skał stropowych od utrzymywanej rozpiętości wyrobiska w ścianach zawałowych (A_1, A, B, C, D, E typy skał stropowych wg tabl. 1)

Obciążenie wyrobiska w ścianach podsadzkowych, jest jak wspomniano wynikiem działania ciężaru zbiorowiska brył skalnych, zawartego wewnątrz sklepienia parabolicznego. Wielkość tego obciążenia, przypadająca na pas wyrobiska o szerokości jednego metra, prostopadły do frontu ściany, można obliczyć w MN/m z wzoru:

$$Q = \frac{\gamma L_s^2}{3f},$$

gdzie:

f - jest wskaźnikiem zwięzłości skał stropowych.

Wzór ten można też przedstawić w formie uproszczonej:

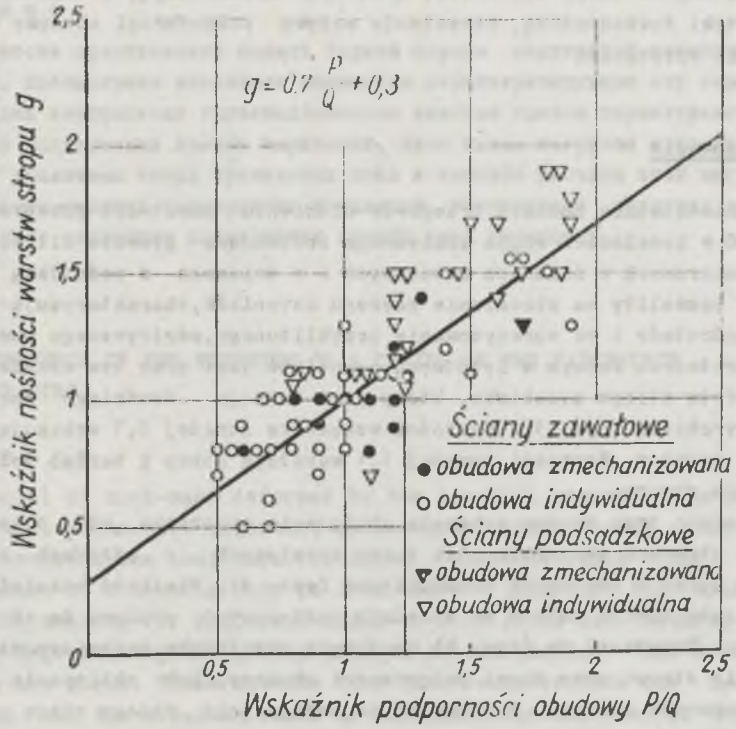
$$Q = n_s L_s^2,$$

przy czym n_s jest współczynnikiem charakteryzującym przekrój poprzeczny sklepienia parabolicznego. Jego średnie wartości, zależne od rodzaju skał stropowych przedstawiają się następująco:

Typ stropu	A_1	A	B	C	D,E
Strop kamienny n_s	0,013	0,008	0,005	0,005	0,002
Strop węglowy n_s	-	0,005	0,003	0,003	0,002

8. Wpływ podporności obudowy na stan utrzymania wyrobiska

Jak już wspomniano miarą stanu utrzymania wyrobiska może być wskaźnik nośności warstw (g) stropu tego wyrobiska. Obliczono więc wartości tego wskaźnika dla przypadków poszczególnych akcji pomiarowych, na podstawie odpowiednich wartości średniego zaciskania (z_L). Ponadto na podstawie wyników dokonanych pomiarów obliczono średnie podporności obudowy (P), dla poszczególnych akcji pomiarowych. Obliczono też, według podanych sposobów, odpowiednie średnie wielkości obciążeń wyrobiska (Q) dla tych akcji.



Rys. 6. Zależność wskaźnika nośności warstw stropu od wskaźnika podporności obudowy

Następnie obliczono stosunki odpowiednich podporności do odpowiednich obciążeń, czyli wskaźniki podporności obudowy (P/Q) i porównano je ze wskaźnikami nośności warstw stropu. Porównanie to, przedstawione na rys. 6, wykazuje istnienie wyraźnej zależności między obydwoma zbiorami, występującej dla wszystkich rodzajów ścian. Zależność ta może być opisana wzorem:

$$g = 0,7 \frac{P}{Q} + 0,3.$$

Pozwala ona zatem na praktyczne przewidywanie stanu utrzymania stropu, jaki może być osiągnięty w danych warunkach naturalnych, przy zastosowaniu danego rodzaju obudowy. Ponadto z podanej zależności po przekształceniu jej można obliczać podporność obudowy, potrzebną w danych warunkach naturalnych do osiągnięcia żądanego stanu utrzymania stropu wyrobiska;

$$P = \frac{Q}{0,7} (g - 0,3).$$

Przedstawione formy zależności g od P/Q umożliwiają, z wystarczającą dla praktyki dokładnością, określenie wpływu podporności obudowy na stan utrzymania wyrobiska.

9. Podsumowanie

Kilkunastoletnie badania przejawów ciśnienia górotworu przeprowadzone przez GIG w kopalniach węgla kamiennego obejmujące głównie kilkadziesiąt akcji pomiarowych w ścianach zawałowych i w ścianach z podsadzką hydrauliczną, pozwoliły na określenie szeregu czynników, charakteryzujących naruszony górotwór i na sprecyzowanie przybliżonego, empirycznego modelu takiego górotworu. Jednym z istotnych czynników jest przy tym wskaźnik nośności warstw stropu wyrobiska, który jest funkcją średniego zaciskania danego wyrobiska (rys. 3). Wartości wskaźnika poniżej 0,7 wskazują na zagrożenie zawałem. Wartości powyżej 1,1 wyrażają dobry i bardzo dobry stan utrzymania stropu.

Wyróżniono trzy typowe schematy obciążenia wyrobiska, dla ścian zawałowych o stropach zwięzłych, dla ścian zawałowych o stropach kruchych oraz dla ścian z podsadzką hydrauliczną (rys. 4). Wielkość wskaźnika nośności warstw stropu zależy od stosunku podporności obudowy do obciążenia wyrobiska. Zależność ta (rys. 5) umożliwia praktyczne przewidywanie stanu utrzymania stropu przy danej podporności obudowy, lub obliczanie wielkości podporności obudowy, potrzebnej do osiągnięcia danego stanu utrzymania stropu.

LITERATURA

[1] M. Borecki: Warunki współpracy obudowy z górotworem i zasady obliczania obudowy ścianowej. Drogi postępu w górnictwie, PAN, Warszawa 1956.

[2] M. Borecki, Z. Dabiński: Obudowa zmechanizowana wyrobisk ścianowych. Wyd. "Śląsk", Katowice 1970.

[3] H. Labasse: La mecanique des banes détendus, RUM, t. 8, nr 7, 1952.

[4] H. Labasse: Les pressions de terrains dans les mines de honille. Le controle du toit. Annales des Mines de Belgique, 1963.

[5] A. Biliński: Przejawy ciśnienia górotworu w polach eksploatacji ścianowej. Górnictwo z. 31, Politechnika Śląska Gliwice 1968.

Wpłynęło do Redakcji w marcu 1982 r.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Mirosław CHUDEK

ВЛИЯНИЕ ПОДПОРНОСТИ КРЕПЛЕНИЯ НА ПОДДЕРЖАНИЕ ВЫРАБОТКИ

Р е з ю м е

В работе представлена модель горной породы нарушенной стеновой эксплуатацией. Рассмотрены важнейшие параметры характеризирующие эту горную породу. Определен коэффициент грузоподъемности пластов кровли характеризирующий состояние поддержания кровли выработки. Даны схемы нагрузки стеновой выработки для различных типов кровельных скал и способы расчета этой нагрузки. Даны способы расчета подпорности крепления, учитывающие нагрузку выработки и получаемое состояние поддержания кровли этой выработки.

THE INFLUENCE OF THE STRENGTH OF A LINING ON THE MAINTAINCE OF A HEADING

S u m m a r y

A model of rock-mass deformed by the longwall mining is presented in the article. The most important parameters characterizing this rock mass are discussed. The load capacity index characterizing the state of maintaince of a heading roof is determined. Diagrams for loading of a longwall heading for different types of roof rocks and methods of calculating this loading are given. Methods of calculating the strength of a lining are given. These methods take into consideration the loading of a heading and the obtained state of maintaince of the roof of this heading.