Seria: GÓRNICTWO z. 128

Nr kol. 778

Mirosław CHUDEK Lucjan STEFAŃSKI

Instytut Projektowania, Budowy Kopalń i Ochrony Powierzchni Politechniki Śląskiej MGIE

OBCIĄŻENIA I NAPRĘŻENIA WYSTĘPUJĄCE W OTOCZENIU WYROBISKA ŚCIANOWEGO ORAZ NACISK STROPU NA OBUDOWĘ FUNKCJAMI WŁASNOŚCI GEOTECHNICZNYCH GÓROTWORU I GŁĘBOKOŚCI

<u>Streszczenie</u>. Dla rzeczywistego warstwowego górotworu o określonych naturalnych wielkościach geotechnicznych podano na podstawie równowagi obciążeń zależności matematyczne na prognozowanie naprężeń występujących w otoczeniu ściany prowadzonej systemem zawałowym i z podsadzkę hydraulicznę oraz na określenie nacisku na obudowę. Do wyprowadzenia wzorów wykorzystano wyniki badań modelowych przeprowadzonych w Instytucie Projektowania, Budowy Kopalń i Ochrony Powierzcni Politechniki Śląskiej. Podane zależności są funkcjami naturalnych parametrów górotworu i głębokości eksplostacji.

1. Wprowadzenie

Całokształt zagadnień związanych z prognozowaniem obciążeń na obudową wyrobiek ścianowych, wielkością i przebiegiem naprężeń występujących w otoczeniu frontu eksploatacyjnego jak również współpracy obudowy z górotworem posiada podstawowe znaczenie dla bezpiecznego i racjonalnego wybierania złóż w kopelniach węgla kamiennego.

Wyniki teoretycznych i eksperymentalnych prac badawczych prowadzonych od szeregu lat w ośrodkach naukowo-badawczych oraz doświadczenia praktyki górniczej stanowią podstawę do ogólnej oceny przebiegu zjawisk zachodzęcych w otoczeniu wyrobiska ścianowego.

Analizując zagadnienie bezpiecznego prowadzenia eksploatacji pokładu na zawał, można stwierdzić, że parametrami decydującymi o wielkości obciążenia, które powodują zwiększony stan naprężeń w obrębie przodku ścianowego i odpowiedni nacisk stropu na obudowę są:

- grubość wybieranego pokładu na zawał,
- głębokość eksploatacji,
- warstwowa budowa skał nadległych,
- wytrzymałość warstw stropowych i spągowych oraz pokładu węgla,
- gęstość przestrzenna warstw górotworu,
- ~ nachylenie pokładu.

Uzależnienie obciążenia i naprężeń oraz nacieku na obudowę od ww. parametrów było przedmiotem wielu prac naukowych teoretycznych, eksperymentalnych i modelowych.

Z wykazanej chociaż niepełnej literatury w tym zakresie można wnosić, że omawiane zagadnienia w większości pracach teoretycznych rozwiązano przy założeniu jednorodności górotworu z pominięciem jego parametrów naturalnych i warstwowej budowy, traktując go jako ośrodek lepki, sprężysto-lepki, nieważki itp.

Badania modelowe i eksperymentalne uogólnione były zależnościami empirycznymi obejmującymi fragmentaryszny lub węski zakres ich stosowalności.

W niniejszej pracy podjęto próbę dalszego uściśniania rozpatrywanego zagadnienia przy uwzględnieniu czynników determinujących zjawiska zachodzęce w otoczeniu powstałej pustki po wybranej części pokładu na zawał, a w szczególności decydujących o przebiegu i wielkości obciążeń i naprężeń w obrębie wyrobiska ścianowego.

W tym celu wykorzystano wyniki pomiarów badań modelowych przeprowadzonych w Instytucie Projektowania, Budowy Kopelń i Ochrony Powierzchni Politechniki Śląskiej w Gliwicach podane m.in. w pracy [16] w zakresie wymiarów strefy zawałowej, wysokości zawałów: częściowego,pełnego i wysokiego, kęta zasięgu eksploatacji itp.



Ryz. 1. Wyrobisko zaważowe na danej głębokości. H w otoczeniu górotworu o znanych parametrach naturalnych

Obciążania i naprężania...

Głównym celem tych badań były obserwacje mechanizmu powstawania deformacji poszczególnych warstw stropowych zalegających nad powstającą pustką po eksploatacji części pokładu przy kolejnych cyklach wybiegu ściany na głębokościach ekwiwalentnych odpowiadających 200, 400 i 600 m.

Jak wynika z załączonych fotografii (rys. 1, 2) deformację warstw stropowych nad powstałą przestrzenią powoduje przy ich warstwowej budowie moment zginający - niszczący.



Rys. 2. Ugięcie warstw nad strefą zaważową w odległości d

Wielkości i zasięg niszczęcej deformacji momentu M_{max} zależy od wytrzymałości warstw na zginanie, a przy znacznym przekroju warstw od wytrzymałości na ściskanie w górnej części przekroju i wytrzymałości n. rozcięganie w dolnej części przekroju belki lub płyty, jakę jest poszczególna warstwa nadległa nad powstajęcą pustką.

Przy długim wybiegu ściany działanie momentu niezczącego sięga do powierzchni, wywołując odpowiednią jej deformację.

Analogiczny mechanizm deformacji warstw stropowych podano w pracy [27], przeprowadząc badania modelowe dla głębokości 700 m.

af an-initial a strandrent president someland; i representente selector des autorizanes churchterpergente wisitantet a straute secolestatio pe-

2. Założenia przyjęte do niniejszej pracy

Uwzględniając wyniki badań modelowych [12, 14, 16, 30] dotyczących również pomiarów długości stref zawałowych i wysokości zawału częściowego, pełnego i wysokiego oraz kąta załamywania się skał stropowych nad strefą zawałową, przyjęto następujące założenia:

Górotwór otaczający pokład i powstałą pustkę v po wybraniu jego części na długości x i szerokości y jest ośrodkiem rzeczywistym charakteryzującym się warstwową budową o znanych parametrach naturalnych R_{ac}, R_{ra} i J_a.

Warstwowa budowa górotworu determinuje ilościowo i jakościowo zachodzące zjawiska w otoczeniu przestrzeni zawałowej i przed czołem frontu górniczego na danej głębokości eksploatacji H, z którę związana jest ciśnienie p_z, p_x i p_y wywołujące odpowiednie obciężenia i przyrost naprężeń w szczególności przed czołem przodku.

- Obciążenie o nad strefą zawałową przenoszona jest przez sklepienie ciśnień (rys. 3) lub sztywną warstwę stropu zasadniczego (rys. 4) na wspornik przedni i na pokład, powodując zwiększony stan naprężeń przed czołem przodku. Połowa obciążenie przenoszona jest przez warstwę uginającą się za strefą zawałową, która uzyskała podporność, spoczywając na sprasowanym częściowo rumoszu skalnym (rys. 3).
- Pokład o grubości m (rys. 4) ł jw strefie zwiększonych naprężeń przed czołem przodku wykazuje podwyższoną wytrzymałość R_{CW} co wynika z działania trójosiowego stanu naprężeń p_z, p_x, p_y,
 - Przemieszczenie poziome wzdłuż brzegu krawędzi pokładu jest równe u =0, natomiast przemieszczenia pionowe warstw osiadających i uginających się poza strefę zawałową sę funkcję naturalnych parametrów górotworu i postępu frontu górniczego:

$$w_{i} = f(R_{re}, R_{re}, H, g_{e}, V_{y}),$$

które decydują o czasie t przebiegu zjawiska.

- Ugięcie pokładu u i ugięcie wspornika przedniego z wynika z przekroczenia wytrzymałości na ściekanie R_{cs} warstwy stropu bezpośredniego i wytrzymałości pokładu węgla w strefie zwiększonych naprężeń przed czołem przodku.
- Warstwowa budowa górotworu i znane jego własności geotechniczne oraz działające obciążenia na danej głębokości eksploatacji pozwoliły na zastosowanie zasad statyki do określenia stanu równowagi sił naprężeń występujących w otoczeniu przestrzeni zawałowej i wyprowadzenia zależności opisujących charakterystyczne wielkości w obrębie eksploatacji pokładu.



69

Rys. 3.



Rys. 4. Schemat obciężeń i rozkład naprężeń ściskających w warstwie stropowej w warunkach skał mocnych

3. Wytrzymałość skał karbońskich

70

Z denych statystycznych Ministerstwa Górnictwa i Energetyki wynika, że na około 400 pokładów węgla zalegajęcych w Górnoślęskim Zagłębiu Węglowym do głębokości 1000 m, 200 pokładów zaliczyć można do bilansowych, zaś około 100 pokładów posiada wartość przemysłową w obecnych warunkach technicznych i przyszłościowych. Uwzględniejąc grubości tych pokładów i zmienne ich ilości występowania w poszczególnych rejonach GZW, można przyjęć, że grubość warstw węglowych m_w 'zalegających do danej głębokości wynosi średnio:

natomiast grubość warstw niewęglowych:

(2)

(1)

Obciażenia i naprężenia...

Skały karbońskie jako osadowa charakteryzują się warstwową budową, a ich wytrzymałość związana jest z czasem i okresem sedymentacji. Stąd wytrzymałości R_C i R_{re} posiadają zmienne wartości nawet w zakresie tych samych warstw stratygraficznych. Prace [6, 11, 21] określiły minimalne i maksymalne wartości wytrzymałości skał karbońskich na ściskanie i rozciąganie, zaś w wyniku badań GIG w ostatnim okresie określono wartości wytrzymałościowe dla kopalni pilotująco-wydobywczej w LZW.

Tablica 1a

Lp.	Grupa stratygraficzna [:] warstwy	R _{cs} [MPa]	R _{rs} [MPa]	ðér [kn/m ³]
1	- 100/200 - Łaziskie, Libięzkie	18,2	0,90	21,1
2	300 - Orzeakie	65,1	3,35	22,4
3	400 - Rudzkie	50,0	2,70	23,0
4	500 - Siodžowa	75,0	4,30	22,7
5	600 - Brzeżne	75,6	4,0	23,7

Średnie wartości wytrzymałości skał karbońskich wg grup etatygraficznych

Tablica 1b

(3)

Średnie wartości wytrzymałości skał karbońskich wg rodzeju skał wg badań GIG

Lp.	Rodzej skały	R _{CB} [MPa]	R _{re} [MPa]	øér [kN∕m³]
1	Zlapianiec	77,80	3,8	24,5
2	Pieskowiec gruboziarnisty	84,70	4,7	24,7
3	Pieskowiec drobno- i średnio- zierniety	80,30	3,9	24,8
4	Łupek pieszczysty	37,15	2,6	24,6
5	Łupek ilasty	48,00	3,3	23,8
6	Węgiel	10,0	0,6	13,0

Z danych zawartych w tablicy 1 wynika, że pomiędzy wytrzymałością na ściskanie 1 rozcięganie skał karbońskich zachodzę dla przeciętnych warunków następujące proporcje:

(5)

przy średniej wartości w GZW R_{cs} = 60 MPa oraz R_{rs} = 3 MPa, zaś zależność wytrzymałości pokładów węglowych R_{cw} w stosunku do skał wynosi:

W obliczeniach szczególnie zawartych w pracy dla konkretnego przypadku należy przyjmować wartości średnie:

$$R_{i6} = \frac{\sum_{i=1}^{H} R_{i} \cdot m_{i}}{H}, \quad MPa$$

<u>Główne wymiary wyrobiska zawałowego i obciażenia</u> działające w otoczeniu wybranej cześci pokładu (rys. 5)

Przyjmując do dalszych rozważań rzeczywisty warstwowy model górotworu założono i wykorzystano zjawisko działania obciążeń na warstwy karbońskie, jak: na belki (płyty) o znanej grubości, wytrzymałości, które ulegają nad powstałą przestrzenią po eksploatacji części pokładu v = $x_1 \cdot y_1 \cdot m_1$ deformacyjnemu działaniu momentu niszczącego wywołanego obciężeniem pochodzącym od ciśnienis pionowego P_{z} .

Z rysunku 3 wynika, że nad pokładem o grubości zalegającym poziomo na głębokości H panuje ciśnienie pierwotne P_z, które na rozpatrywanej powierzchni pokładu F – x – y wywołuje pierwotny stan naprężeń ściskających:

$$G_{zi} = \frac{P_z \cdot x_i \cdot y_i}{F_i} = \frac{P_z \cdot x_i \cdot y_i}{x_i \cdot y_i} = P_z, MPa,$$
 (6)

gdzie:

Q = P . Y . x - obciążenie nad pustką V.

Eksploatacja części pokładu na długości z i szerokości y_i powoduje powstanie pustki v_i, nad którą warstwy stropowe o grubości z przejmuję

oraz



obciążenia jednostajne q. (rys. 5), które powodują działanie w tych warstwach momentu zginającego:

$$M_{max} = \frac{q_1 + x_1^2}{8}, \quad Min$$
 (7)

Jeżeli $M_{max} > W_x \cdot R_g$, co zachodzi w przeciętnych warunkach geotechnicznych, to wówczas następuje deformacja warstw na wysokość Z_w , a tym samym zawał w atrefie zawałowej L_z . Deformacja atropu zatrzymywana jest przez warstwy wyżej zalegające, które przyjmuję obciążenie pierwotne etabilizując nad pustką w względny stan równowagi. W przeciętnych warunkach wytrzymałościowych tworzy się w otoczaniu wybranej przestrzeni po uzyskaniu pełnego zawału sklepienie ciśnień, w którym penują naprężenia obwodowe G, i radialne G, o wartościach mniejszych od R_{cm} i R_{re} (rys. 5).

Warstwy nadległe nad sklepianiem ciśnień ulegają ugięciu i w odległości L_e od czoła przodku wywierają nacisk na rumosz skalny przekazujący na warstwy podłoża część obciążenia. Druga część obciążenia O przenoszona jest przez wspornik przedni na pokład przed czołem przodku, wywołując zwiększony stan naprężeń ściskających (rys. 5).

Wyniki badań modelowych oraz podane w pracy [36] wyniki 2300 pomiarów dokonanych w ścianach zawałowych wykazały, że:

- Szerokość strefy zawałowej x przy uzyskaniu przez ścianę zawału wysokżego z_w jest prawie niezmienna w danych warunkach geotechnicznych i na danej głębokości H. Wiełkość x₁ w miarę postępu przodku utrzymuje się osiągając stałą wartość w danych warunkach, a jej wahania wynika z równowagi postępu przodku V_x w czasie t₁ w stoaunku do postępu zawału V_y w czasie t₂:

$$V_x \cdot t_1 \ge V_z \cdot t_2 \tag{6}$$

- Pozostała wymiary pokazane na (rys. 5) również posiadąją wartości staże na danej głębokości i w niezmiennych warunkach geotechnicznych,a ich wartości zależą od naturalnych parametrów górotworu, Analiza zawałów:

 $h_p = pełnego, h_w = wysokiego orsz odpowiednich im wybiegów <math>l_p$ i l_w wykazała, że kęt załamywania się warstw stropu przechodzących w zawał tge = h_p : 1/2 . l_p , h_w : 1/2 . l_w mieści się w węskim przedziałe 24 do 28⁰, zaś kęt zasięgu strefy spękań osięgał w badanych warunkach 35⁰ w stosunku do linii poziomej.

- Średnia wartość wielokrotności grubości pokładu m w etosunku do zawału wysokiego Z_w = h_w = 3.6.

Obciażenia i napreżania...

- Wartość szerokości strefy zawałowej x, przy uwzględnieniu średniej wartości kąta s = 33° wynosi: $\frac{x_1}{2} = \frac{n_m}{t_{qs}}$, stąd

$$x_1 = \frac{6 \cdot m}{tg \ 33^0} = 9/3$$
 . m (9)

Wartość x₁ spełnie pomierzone średnie wybiegi|ścian 18-24 a w przecięt-nych warunkach geotechnicznych.

Z warunku równowagi acmentów:

$$M_{mex} = \frac{P_{z} \cdot x_{1}^{2}}{8} = \frac{m_{1}^{2} \cdot y_{1}R_{ce}}{6} + \frac{m_{1}^{2} \cdot y_{1}R_{re}}{6}$$
(10)

oraz po uwzględnieniu (9) otrzyaamy grubość waretwy m₁ utrzymującej równowagę obciężań nad przestrzenię zawałową:

$$m_1 = 0,19.9,3.m.\sqrt{\frac{P_z}{R_{rs}}} = 1,8.m.\sqrt{\frac{P_z}{R_{rs}}}, m$$
 (11)

Wzór (11) po uwzględnianiu wytrzymałości na ściskanie R_{cs} posiada postać:

 $n_1 = 8,3.m.\sqrt{\frac{P_z}{R_{C8}}}, m$ (12)

Wielkości wynikająca ze wzoru (12) mestawiono w tablicy 2 1 pokazano wykres ich zmienności na rys. 6 dla zmiennych parametrów górotworu 1 głębokości dle warunków GZW.

Tablica 2

Н		40	R	Grubość pokładu (m)				
Lp.	T = 1	[LN/-3]	[MDa]	1	1.5	2	2,5	3.0
. [[=]		[ca.a]	G	ruboáć	n ₁ [n]			
1	200	22	20	3,9	5,9	7,8	9,8	11,7
2	400	23	40	4,9	6,0	8,0	10,0	12,0
3	600	24	60	4,1	6,1	8,1	10,3	12,3
4	800	25	70	4,5	6,7	9,0	11,4	13,5
5	1000	26	80	4.7	7,1	9,4	11,8	14,3

Grubošć póški skalnej (m₁) nad zaważam wysokim dla zmiennych parametrów górotworu i głębokości



Rozpiętość sterfy zawałowej L_z dla uzyskania zawału wysokiego Z_w dla grubości półki m, można określić z warunku momentów (rys. 5)

$$\frac{P_{z} \cdot L_{z}^{2}}{R} = \frac{(M_{b} - h_{w})^{2} \cdot y_{1}}{6} \cdot (R_{cs} + R_{rs}),$$

gdzie:

76

M - odległość minimalna między pokładem podbieranym a podbierającym, M = (5-6).m = 5,5.m (wg 2300 pomiarów na 47 ścianach zawałowych wg [36]),

m – grubość pokładu wybieranego na zawał, m,

 $Z_{u} = h_{u} = 3.0$. m krotność grubości pokładu, m.

Po wstawieniu powyższych wartości szerokości strefy zawałowej,przy której uzyskuje się wytworzenie zawału wysokiego Z_w, wyniesie:

$$-_{z} = 14 \, \text{om} \, \sqrt{\frac{R_{rs}}{P_{z}}} = 3 \, \text{om} \, \sqrt{\frac{R_{cs}}{P_{z}}}, \, \text{m}$$
 (13)

Długość wspornika L_w nad przestrzenię roboczę (rys. 3 i 5) przy poprzednio podanych założeniach i wielkościach momentu zginającego dla belki jednostronnie utwierdzonej obciążonej równomiernie wynosi:

$$L_{w} = 7 \cdot m \sqrt{\frac{R_{rs}}{P_{z}}} = 1,53 \cdot m \cdot \sqrt{\frac{R_{cs}}{P_{z}}}, m$$
 (14)

Obciążenia i naprężenia...

Szerokość sklepienia parabolicznego jest sumą szerokości strefy zaważowej L_ (13) i dżugości wspornika L_ (14) i wynosi:

$$L_{B} = L_{Z} + L_{W} = 21 \cdot n \sqrt{\frac{R_{PB}}{P_{Z}}} = 4.6 \cdot n \sqrt{\frac{R_{CB}}{P_{Z}}}, n$$
 (15)

Znając długość, na której działa ciśnienie pionowe nad wyrobiskiem zawałowym można określić wielkość sił wywołujących zmianę naprężeń w jego otoczeniu:

$$Q_1 = P_Z \cdot \frac{L_B}{2} \cdot y_1 = 2.3 \cdot m \sqrt{P_Z \cdot R_{CB}} \cdot y_1, MN$$
 (16)

Siła pionowa Q przy minimalnym kącie załamywania się warstw stropudla zawału wysokiego s = 28⁰ (rys. 5) wyniesie:

$$Q = Q_1 \cdot \sin 62^\circ = 2,1 \cdot = \sqrt{P_2 \cdot R_{cs}} \cdot Y_1, MN$$
 (17)

Siła pozioma Q_H (rya. 5) wywołująca ciśnienie boczne,utrzymująca sklapienie w równowadze wynosi:

$$Q_{\rm H} = \frac{Q}{t_0 \ 28^6} = \frac{2.1 \text{m VP}_2 \cdot R_{\rm CB}}{0.53} = 4 \cdot \text{m VP}_2 \cdot R_{\rm CS}$$
 (18)

Naprężenia ściskające spowodowane siłą Q_H w warstwie stropu nad przestrzenią roboczą (we wsporniku) na wysokość Z_w sklepienia (jako reakcja ciśnienia bocznego) nie powinny przekraczać zmniejszonej wytrzymałości na ściskanie atrukturalnego osłabienia górotworu, która w tej strefie spękań jest prawie dwukrotnie mniejsza od wytrzymałości laboratoryjnej. Tak więc naprężenie obwodowe w sklepieniu na wysokości Z_w wyniesie:

$$G_{t} = \frac{Q_{H}}{Z_{w} + Y_{i}} < 0.5 R_{cs}$$

sted po uwzględnieniu (18) otrzymamy zależność:

$$Z_{W} = \frac{4 \cdot m \sqrt{P_{Z} \cdot R_{CB}}}{0.5 \cdot R_{CB}} = 8 \cdot m \sqrt{\frac{P_{Z}}{R_{CB}}}, m$$
 (19)

Uwzględniając przelicznik wytrzymałości na ściskanie i rozciąganie,wysokość zawału (sklepienia parabolicznego) wynosi:

$$Z_{W} = 1,7 \cdot a \sqrt{\frac{P_{Z}}{R_{rs}}}, a$$
 (20)

Z danych zawartych w tablicy 3 przedstawiono na rys. 7 zależność wynikającą ze wzoru (20).

Tablica 3

н		R	Grubość pokła				
	7 81	Ca	1	1,5	2,0	2,5	3,0
[#]	[kN/a ³]	[MPa]		Z	, [H]		
200	22	20	3,6	5,5	7,3	9,2	11,0
400	23	40	3,8	5,7	7,5	9,4	11,4
600	24	60	3,9	5,8	7,7	9,6	11,6
800	25	70	4,2	6,3	8,4	10,5	12,7
1000	26	90	4,5	6,7	8,9	11,3	13,5

Wartości zawału wysokiego Z_w dla zmiennych parametrów górotworu i głębokości



Rys. 7. Zmienność zaważu wysokiego Z_

Obcigżenia i napreżenia....

Z rysunku 5 widać, że odległość pionowa M_b ponad którę występuje ciśnienie P_z jest sumą, $m_1 + Z_w$.

Zatem korzystając z (12) i (20), otrzymamy:

$$P_{\rm b} = 1.8 \, \text{m} \, \sqrt{\frac{P_z}{R_{\rm rs}}} + 1.7 \, \text{m} \, \sqrt{\frac{P_z}{R_{\rm rs}}}$$

lub że:

$$M_{b} = 3.5 . m \sqrt{\frac{P_{x}}{R_{ps}}} = 16 . m \sqrt{\frac{P_{z}}{R_{cs}}}, m$$
 (21)

Kształtowanie się wielkości M dla konkretnych warunków górniczo-gaologicznych wg (21) i innych awtorów zestawiono w tablicy 4.

Wzór (21) pozwala na obliczanie minimalnej odlagłości pokładu pobierającego od podebranego, w warunkach gdy upad pekładów $x \le 10^{\circ}$.

Tablica 4

Pokžed	H [m]	Mrz	Rcar	Rodzej skažv (MPa) [kN/m ³]		Odległo	ść M	
Kopelnia	n (n)	[•]	[HPa]			wg Kuźnie- cowa	wg Staro- mia	wg auto- rów
404/5 Katowice	400 2,2	17,0	50,0	ilesty 23,8	14,6	55,5	23,2	15,5
405/3 Knurów	450 4,3	25	80,0	p.drobno- zierniety 25,0	26,0	28,6	18,9	26,0
406/1 Wawel	150 1,6	14,0	50,0	Ł.1108ty 23,8	10,6	34,5	9,6	6,9
407/1 Katowice	500 ¥,0	24,0	60	24,5	13,8	38,6	10,4	14,7
506 N. Wirek	700	12,5	84	25,0	10,4	30,8	8,6	10,3

Wartości My dle zmiennych perametrów górotworu i głębokości ne przykładzie kopelń węgle kamiennego

M - rzeczywista odległość między pokładami,

5. <u>Stan równowaci obciażeń i napreżeń pomiedzy stropem</u> <u>i pokładam przed czołem ściany (rys.8 1 9)</u>

Obciężenia Q rozkłade się ne długości $(L_w + X_w)$, tj. we wsporniku i nad pokładem w caliżnie, powodując w tysh warstwach zwiększony stan naprężeń ściskających G_{zs} , a na długości X, część obciążenia przenosi się ne pokład i podłoże, wywołując reakcje B_z i R_B oraz zwiększony stan naprężeń, a w odległości C_i ich maksymalną wartość $G_{zw max}$

Warunek równowagi sił i naprężeń pomiędzy stropem i pokładem (również spągiem) (rys. 8 i 9) jest następujący:

$$\frac{Q}{L_{w} + X_{w} - Y_{1}} = \frac{Q_{w}}{X_{w} + Y_{1}} MN/n^{2}.$$
 (22)



Rys. 9. Schemat obciążeń układu statycznie niewyznaczalnego

gdzie:

Q_ - reakcja pokładu dla P_ = 0,

Zwiększone naprężenie ściskające w pokładzie na długości X wynosi:

$$G_{zw} = \frac{Q_{w}}{X_{w} \cdot y_{1}} = \frac{2.1 \cdot m \sqrt{P_{z}} \cdot R_{cs} \cdot y_{1}}{X_{w} \cdot y_{1}}$$
 MPa (23)

W granicznym stanie naprężeń 6_{zw} = R_{cm} (wytrzymałość węgla na ściakanie). Uwzględniając istniejącą proporcję między R_{cw} i R_{cs} (skał karbońskich) dla wartości średnich dla GZW 6R_{cw} = R_{ca} i R_{cs} = 20 R_{rs}, wówczas z (23) otrzyma się długość strefy zwiększonych naprężeń w pokładzie:

$$X_{W} = \frac{Q_{W}}{Q_{ZW}} = \frac{2.1 + n \sqrt{P_{Z} + R_{CB}}}{R_{CB}} = 12.6 + n \sqrt{\frac{P_{Z}}{R_{CB}}}$$
$$X_{W} = 2.7 + n \sqrt{\frac{P_{Z}}{R_{PB}}}, \quad n \qquad (24)$$

Przyjmując obliczoną wartość długości strefy zwiększonych naprężeń w pokładzie X_w oraz rozwiązując poniższy układ równań stanu równowagi sił i momentów można określić pozostałe wielkości wymiarowe (rys. 9).

Układ równowagi sił i momentów (rys. 9) jest następujący:

 $1^{\circ} - B_{z} + Q + P_{z}(L_{w} + X_{w}) \cdot y_{1} - P_{z}(L_{w} + X_{w}) \cdot y_{1} - R_{B} = 0$

$$2^{\circ} = Q + C_1 = R_B + X_W = 0$$

$$3^{\circ} - Q \cdot C_{2} - B_{2} \cdot X_{m} = 0$$

$$4^{\circ} = Q \cdot X_{\mu} = Q \cdot (L_{\mu} + X_{\mu}) = ($$

Celem rozwiązania układu równań wykorzystano warunek naprążeń i granicznej wytrzymałości pokładów skał stropu

$$\frac{Q}{G_{ZW}} = \frac{Q}{G_{ZS}} = \frac{Q}{R_{CW}} = \frac{Q}{R_{CS}}$$

W wyniku rozwiązania układu równań z uwzględnieniem proporcji istniejącej pomiędzy R_{cs}, R_{cw}, R_{rs} ostatecznie otrzymamy: Odległość działanie meksymalnych naprężeń w stropie i pokładzie liczoną od jego krawędzi:

$$C_1 = 2,3$$
 . m $\sqrt{\frac{P_z}{R_{con}}} = 0,5$. m $\sqrt{\frac{P_z}{R_{con}}}$, m (25)

wielkości wynikające ze wzoru (25) zestewiono w tablicy 5.

Tablica 5

н	D	R	Grubość pok≵adu (m)				
		CB	-1	1,5	2	3	
[#]		[HPa]		C,1	[#]		
200	4,4	20	1,10	1,65	2,20	3,30	
400	9,2	30	1,27	1,90	2,50	3,80	
600	14,4	40	1,35	2,00	2,70	4,10	
800	.20,0	50	1,45	2,20	2,80	4,30	
1000	25,0	60	1,50	2,25	3,00	4,50	

Odległości C, maksysalnych naprężeń przed czołem ścieny

 Meksymalne naprężenie w stropie 6 ze max i w pokładzie 6 zw max przy uwzględnieniu (17) i (25) wynoszę:

$$\delta_{zemax} = \frac{Q}{C_1 + Y_1} = \frac{2.1 + m \sqrt{P_2 + R_{ce} + Y_1}}{2.3 + m \sqrt{\frac{P_2}{R_{ce}} + Y_1}} = 0.9 + R_{cm}, \quad MPa, (26)$$

a po uwzględnieniu (17) 1 (25) otrzymamy:

16

$$\frac{Q_{H}}{C_{1}} = \frac{R_{co} + P_{z}}{1, 1 P_{z} + 0, 13 R_{co}}$$
 HPa (27)

lub w zeleżności od wytrzymeżości węgle R___

$$G_{zwmax} = \frac{R_{cw} \cdot P_{z}}{0.18 P_{z} + 0.13 R_{cw}}, PPa$$
 (28)

Obciążenia i naprężenia...

- Odległość $|C_2| = X_n - C_1|$ uwzględniając (24) 1 (25) otrzynamy:

$$C_{\frac{1}{2}} = 2,2 \ . \ m \ \sqrt{\frac{P_{x}}{R_{re}}} = 10,3 \ . \ m \ \sqrt{\frac{P_{x}}{R_{ce}}}, \ m$$
 (29)

 Reakcje podporowe na krawędzi pokładu i na końcu atrefy zwiększonych naprężeń przy założeniu Pr = O oraz dla wytrzymałości skał w sporniku R_{cs} wynoszę:

$$B_z = 1,7 \cdot m \sqrt{P_z \cdot R_{co}} = 7,8 \cdot m \sqrt{P_z \cdot R_{ro}}, MN$$
 (30)

$$R_{B} = 0,4 \text{ an } \gamma P_{z} \text{ cs} = 1,85 \text{ an } \gamma P_{z} \text{ cs}, \text{ MN}$$
(31)

- Momenty podporowy M pod i przęsłowy M wynoszą:

$$M_{pod} = R_B \cdot X_W = 0.4 \cdot a \sqrt{P_z \cdot R_{cb}} \cdot 12.6 \cdot a \sqrt{\frac{P_z}{R_{cb}}} \cdot Y_1$$

$$\operatorname{Pod}^{\mathsf{m}} \stackrel{\mathsf{o}}{\to} \stackrel{\mathsf{m}}{\bullet} \stackrel{\mathsf{P}}{\mathsf{z}} \stackrel{\mathsf{v}}{\mathsf{y}}_{\underline{i}}, \operatorname{KNm}$$
(32)

$$M_{max} = \frac{q \cdot L_{a}^{2}}{8} = \frac{P_{z} \cdot 4.6^{2} m^{2} \frac{ce}{P_{z}}}{8} = 2.6 \cdot m^{2} \cdot R_{ce} \cdot Y_{1}$$
(33)

Moment podporowy M_{pod} utrzymujący wspornik skalny w stanie równowagi zależy od grubości pokładu 1 od ciśnienia pionowego obciężającego warstwę stropu nad pokładem na długości X_w.

Moment niszczący – przęsłowy M_{mex} zależy od wytrzymałości skał na zginanie, ściskanie i rozciąganie oraz od długości strefy odprężonej L_z, na której działa ciśnienie P_z .

- Kąt zasięgu eksplostacji zewsłowej tgz.
- Z rys. 3 i 5 wynika, że kąt ten wynosi:

$$gz \not = \frac{M_D}{L_Z} = 0.5 \frac{P_Z}{R_{re}} = 10 \cdot \frac{P_Z}{R_{ce}}$$
 (34)

Kęt (34) jest kętem zasięgu eksplostacji w górotworze naruszonym eksplostacją górniczą. Przebieg kęta Z ilustrują rys. 1 i 2 wynikające z ba-

(35)

dań modelowych. Za pomocą (34) można okraślić tzw. obrzeże niecki osiadania d_, które wynosi:

$$i_0 = \frac{2 Rr_{\delta r}}{S_{\delta r}}, =$$

Rysunki 1 i 2 potwierdzają, że punkt przegięcia krzywej osiadania w górotworze i na powierzchni nie przebiega nad krawędzię pokładu.

6. Obciążenia w otoczeniu przestrzeni roboczej ściany z uwzględnienism podporności obudowy P_ (rys. 9 1 10)

W celu rozwiązania układu statecznie niewyznaczalnego (rys.9 i 10) jakim jest układ sił w otoczeniu przestrzeni roboczej ściany wykorzystano obciężenia:





 Šrednie obciążenie jednostkowe na długości działania siły po uwzględnieniu (17),(19), (20) wynosi:

$$q_0 = \frac{Q}{1} = \frac{Q}{L_W + X_W}$$

$$\frac{P_z \cdot R_{cs} \cdot Y_1}{0.73R_{cs} + 6P_z}, MN/m$$

(36)

 Siła skupiona Q_s działająca pośrodku strefy x_w pochodząca od obciążenia równomiernego q_o (rys. 10) wynosi:

$$a_{0} = Q_{w} = q_{0} + X_{w} = \frac{Q \cdot X_{w}}{L_{w} + X_{w}},$$

a po uwzględnieniu (17), (19), (20) otrzymamy:

$$Q_{g} = Q_{W} = \frac{12.6 \cdot m \cdot P_{Z} \sqrt{P_{Z} \cdot R_{CS} \cdot Y_{1}}}{0.73 \cdot R_{CS} \cdot 6 \cdot P_{Z}}$$
, MN (37)

Obciażenia i napreżenia....

Siła działająca w pośrodku wspornika skalnego (rys. 10) po uwzględnieniu (17) i (36) wynosi:

$$Q_0 = q_0 \cdot L_W = \frac{1,53 \cdot m \cdot R_{CB} \cdot P_2 \cdot R_{CB} \cdot Y_1}{0,73 \cdot R_{CB} + 6 \cdot P_2}, MN$$
 (38)

W pracy [9] podano rozwiązania układu obciążeń (rys. 10) przy zestosowaniu równania trzech momentów [38].

Wartość reakcji podporowych z pracy [9] jest następująca:

$$R_{A} = -0,11 \cdot m \cdot \sqrt{P_{z} \cdot R_{cs}} \cdot Y_{1}, \quad MN \qquad (39)$$

$$B_{Z} = 1,86 \cdot m \cdot \sqrt{P_{Z} \cdot R_{CS}} \cdot y_{1}, MN$$
 (40)

$$R_{\rm B} = 0,35 \, {\rm m} \, \sqrt{P_{\rm z} \, {\rm e} \, {\rm R}_{\rm CB}} \, {\rm e} \, {\rm y_1}, \, {\rm MN} \, (41)$$

6.1. Naciek wspornika na obudowę i podporność obudowy Pr

Z rysunku 10 wynika, że obciążenia jednostajna nad przestrzenią roboczą ściany jest typu trójkątnego, tj. rośnie od wartości 0 przy reakcji R_A do wartości 8 nad krawędzią pokładu. Dla takiego przebiegu obciążenia wartość siły Q_x w dowolnym przekroju wspornika utwierdzonego momentem $M_{\rm pod}$ można określić wzorem:

$$u_{\mu} = \frac{q_{\mu} \cdot \chi^2}{2 \cdot L} = \frac{q_{\mu} \cdot \frac{L_{\mu}}{2}}{2 \cdot L_{\mu}} = \frac{q_{\mu} \cdot L_{\mu}}{8} = \frac{q_{\mu}}{8},$$
 (42)

gdzie:

za x = 🚽 – przyjęto, że podporność obudowy dzięki jej aztywności mo-że dziełać jako siła skupiona w pośrodku wapornika równa reakcji nacisku.

Stan naprężeń i obciężeń w tej strefie wspornika wynika z dzieżanie momentu zginającego pochodzącego od obciążenia głównego występującego nad krawędzię pokładu. Przy założeniu stałej sztywności warstwy wspornika EJ wartość nacisku jako reskcja R_A określona wzorem (39) w rzeczywistych warunkach osięga wielkości dodatnie, z uwagi na to, że wspornik wykazuje zmienną wytrzymałość na zginanie $R_g(x)$ malejącą do O przy reskcji R_A . Wobec tego malejąca wartość obciężeń i malejąca wartość wytrzymałości na zginanie skał utrzymuję względny stan równowagi wspornika nad przestrzenię roboczę ścieny (w przeciętnych warunkach geotechnicznych). W przypadku sztywnego stropu (rys. 4) długość wspornika L_w = L_s, który przyjmuje zwiększoną wartość obciążeń.

Stan ten warunkuje stały wskaźnik wytrzymałości przekroju warstw wspornika, który przy uwzględnieniu (19) wynosi:

$$W_{x} = \frac{Z_{w}^{2} \cdot y_{1}}{6} = \frac{7.8^{2} \cdot m^{2}}{6} \cdot \sqrt{\frac{P_{z}}{R_{cs}}} \cdot y_{1} = 10 \cdot m^{2} \cdot y_{1} \sqrt{\frac{P_{z}}{R_{cs}}}, m^{3} (43)$$

Jak wynika z (43) stała wartość wskaźnika w zależy w danych warunkach od wytrzymałości skał wspornika i od głębokości skaploatacji.

Wprowadzając (38) do (42) otrzymamy obciążenie stropu na obudowę Q_{ob} w postaci:

$$Q_{ob} = \frac{1,53 \cdot mR_{cs} \cdot \sqrt{P_{z} \cdot R_{cs}}}{8 \cdot (0,73 \cdot R_{cs} + 6 \cdot P_{z})} \cdot y_{1}, \quad MN$$
(44)

Obciążenie (Q_0) według zależności (38) działa pośrodku wspornika i w związku z tym obliczone obciążenie $Q_{\rm ob}$ dla L_w/2 jest jego reakcją wtym (założonym) przekroju.

Nacisk stropu N_B na jednostkę powierzchni i m² obudowy o podporności P_p ≥ N_p wynosi:

$$s = \frac{Q_{ob}}{L_{a} + Y_{1}} = \frac{R_{ca} + P_{z}}{6 R_{ca} + 48 + P_{z}} + kPa$$
 (45)

Wartość Ng (45) dla zmiennych parametrów górotworu i głębokości zestawiono w tablicy 6.

N

Tablica 6

н		P_		N _s [kPa]				
[=]	[kN/m ³]	[MPa]	R _{cs} 20	[MPa] 40	60	80	100	
200	22	4,4	270	390	460	520	540	
400	23	9,2	330	540	690	800	880	
600	24	14,4	360	620	820	990	1130	
800	25	20,0	370	670	910	1110	1280	
1000	26	25,0	390	700	970	1240	1400	

Nacisk stropu, N_ na obudowę wg zalsżności

Obciążenia i naprężenia...

W strefie L występują spękania górotworu i jak wynika z obserwacji dołowych za pomocą techniki elektrooporowej oraz badań modelowych (rye.1) w górnej części przekroju wspornika skalnego występują rozciągania, zaś w części dolnej – ściekania. Obudowa o znacznej podporności w warunkach skał słabych (kruchych) może spowodować zmianę naprężeń w obu częściach przekroju na odwrotne.

Stan równowagi stropu nad obudową utrzymywany jest s.in. dzięki zmniejszającej się wartości momentu zginającego, który na końcu L osięga najmniejsze wielkości. Dla obciążenia pokazanego na rys. 10 moment zginajęcy w każdym jego przekroju można określić z zależności:

$$M_{x} = \frac{q}{6 \cdot 1} = \frac{q}{6 \cdot L_{w}} \cdot \frac{L_{w}^{2}}{6 \cdot L_{w}} = \frac{\frac{Q_{0}}{L} \cdot \frac{L_{w}^{2}}{W}}{6} = \frac{Q_{0} \cdot L_{w}}{6}$$
(46)

Moment M_X = W_X . R_g równoważny jest w każdym przekroju wspornika przy zmiennym obciężeniu Q_X stałym wspornikiem wytrzymałościowym przekroju W₂ (43).

Po przyrównaniu momentów i wstawianiu podanych poprzednio zależności otrzymamy wartość wytrzymałości na zginanie w strefie

$$R_g = \frac{0,235 \cdot R_{Ce}^2}{4,4 R_{Ce} \cdot P_z + 36 \cdot P_z^2}, MPa$$
 (47)

Zakładając największą wartość $R_{cs} = 110$ MPa i ciśnienie $P_z = 20$ MPa wytrzymałość na zginanie obliczane przykładowo wzorem (47) wynosi 13 MPa. Dla skał średniozwięzłych, tj. dla R_{cs} 40-60 MPa wytrzymałość R_g (47) osiąga wartości zbliżone do wytrzymałości na rozciąganie, która dla GZW mieści się w granicach $R_{rs} = 2-8$ MPa. Jak wynika ze wzoru (47) zmienna wartość wytrzymałości na zginanie skał w górotworze zależy od ciśnienia pierwotnego oraz od wytrzymałości na ściskanie określonej laboratoryjnie.

6.2. <u>Podporność obudowy z uwzalednieniem zmniejszonej wytrzymałości skał</u> na ściskanie w strefie L_

Z analizy wytrzymałości skał w strefie L wynika, że w odpowiednim stopniu jak wytrzymałość na zginanie ulega zmniejszaniu wytrzymałości na ściskanie. Dlatego też uzasadnione jest przyjęcie w określaniu nacisku powierzchniowego stropu na obudowę zmniejszonej wytrzymałości na ściskania R_{cn} = 0,7 R_{cm}.

A. Biliński podaje, że przeciętne zmniejszenie może wynosić 0,5 R_{CS}. Przyjmując R_{cn} = 0,7 R_{ce} (MPa), naciek stropu na obudowę N_n wyznaczyć można w podebny sposób jak (45)

$$N_n = \frac{R_{c0} \cdot P_z}{6 R_{c0} + 68 P_z}, kF$$

W tablicy 7 zestawiono wartości wynikające z (48) dla średnich parametrów górotworu w GZW,

Tablica 7

(48)

н	5.4-	P	P CONTRACT	N _n [kPa]					
[#]	[kN/m ³]	z [MPa]	R _{cs} 20	[MPa] 40	60	80	100		
200	22	4,4	210	330	400	450	490		
400	23	9,2	250	430	560	670	690		
600	24	14,4	260	480	650	790	920		
800	25	20,0	270	500	700	870	1040	0	
1000	26	25,0	280	530	750	940	1100		

Nacisk stropu N na obudowę wg zależności

Uwzględniejąc zmniejszoną wytrzymeżość skaż karbońskich w strefie L_w potrzebna podporność obudowy powinna wynosić:

6.3. <u>Naciek na obudowe w przypadku skał o niskiej wytrzymałości</u> (skały kruche)

Gdy w stropie zasadniczym zalegają waretwy o niekiej wytrzymałości R_{CS}, wtedy, jak wynika ze wzoru (14), długość wspornika L____jest nieznaczna, a obciężenie stropu na obudowę stanowi ciężar skał nadległych na wysokość zawału Z_. Wówczas nacisk powierzchniowy (rys. 3) otreśla zależność:

$$N_{k} = Z_{W} \cdot \frac{L_{W} \cdot \tilde{y}_{\delta \Gamma} \cdot Y_{1} \cdot n_{0}}{L_{W} \cdot Y_{1}} = 12 \cdot m \cdot \tilde{y}_{\delta \Gamma} \sqrt{\frac{P_{Z}}{R_{co}}}, \ kPa \quad (49)$$

Uwzględniając wyniki przeprowadzonych badań [16] do wzoru (49) wprowadzono wapółczynnik dynamicznego oddziaływania n_o = 1,55. Wyniki obliczań, za pomocę (49), wartości nacieku dla zmiennych peremetrów górotworu zostawiono w tablicy 8.

Dane zawarte w tablicy 8 wskazują na zmienność nacieku etropu kruchego w zależności od głębokości i grubości pokładu m. Oprócz ciężeru warstw kruchych działa również ciśnienia pionowe P₂, zwiększając wartość N_k.

Tablica 8

н	Tár	Pz	R _{cs} = 20 [MPa]			40 [MPa]		
[m]	[kN/m ³]	[MPa]	m = 1	2	3	1	2	3
200	22	4,4	130	260	390	90	180	270
400	23	9,2	190	380	570	130	260	390
600	24	14,4	250	500	750	170	340	510
800	25	20,0	300	600	900	210	420	630
1000	26	25,0	360	720	1090	250	500	750

Nacisk na obudowę pochodzących od ciężaru warstw nadległych nad przedziałem roboczym w wyrobisku ścianowym (kPa)

7. Wpływ podporności obudowy na stan napreżeń przed czołem ściany zawałowej

Zagadnienie wpływu podporności obudowy na stan naprężeń przed czołem ściany omówił M. Chudek w pracach [6, 5, 11, 12], z których wynika,że podporność obudowy przejmuje część obciążeń głównych górotworu, a tym samym wpływa na zmniejszenie naprężeń maksymalnych przed czołem ściany. W celu uzależnienia maksymalnych naprężeń panujących przed czołem ściany od podporności obudowy i naturalnych parametrów fizykomechanicznych górotworu, a głównie od ciśnienia na danej głębokości i wytrzymałości skał karbońskich wykorzystano równowagę obciążeń (rys. 9 i 16):

$$Q_{p} = Q_{p} + Q_{o} - Q_{ob}$$
(50)

Maksymalna wartość naprężeń ściskających z uwzględnieniem podporności obudowy P_ przed czołem ściany po uwzględnieniu (50) wynosi:

$$\delta_{zrmax} = \frac{Q_r}{C_1 \cdot Y_1} = \frac{Q_0 \cdot Q_0 - Q_{0b}}{C_1 \cdot Y_1} = \frac{Q - Q_{0b}}{C_1 \cdot Y_1}$$
(51)

Wstawiając za L_w i C₁ do (51) podane poprzednio wielkości,ostatecznie otrzyma się funkcję określającą zmianę naprężeń przed czołem przodku z uwzględnieniem podporności P_r w postaci:

$$\delta_{zrmax} = 0.9 \cdot R_{cs} - P_{r} \cdot \frac{0.67 \cdot R_{cs}}{P_{z}}$$
, MPa (52)

Na podstawia wzoru (52) dla przykładu wykreślono przebieg naprężań przy założeniu największej nominalnej podporności obudowy P_r = 900 kPa stosowanej na kopalniach (typ FAZOS), (rys. 11) zaś ich rozkład na rys. 13.



Rys. 11. Przebieg maksymalnych naprężeń przed czołem ściany w zeleżności od odporności obudowy i głębokości

Z rysunku 11 wynika, że podporność obudowy P_r posieda znaczny wpływ na zmniejszenie naprężeń przed czołem przodku przy eksploatacji na mniejszych głębokościach, tj. do ok. 400 m. Wtedy **o zres** (52) osięgaję war-

tość G zrpax = 0,8 R cs.

Uwzględniając ten fakt można określić odległość C₀₁ ich występowania przed czołem ściany

$$C_{o1} = \frac{Q_r}{0.8 R_{c0}} = \frac{Q - Q_{ob}}{0.8 R_{c0}} = 2.6 = \sqrt{\frac{P_z}{R_{c0}}} = \frac{1.9 \cdot n \cdot P_r}{\frac{P_z}{R_{c0}}}$$

czyli:

C₀₁ > C₁

ponieważ

$$C_{01} = 1,13 C_1 = \frac{1,9 P_{\Gamma}}{VP_{\Gamma} + R_{CR}}$$
 (54)

Na większych głębokościach eksploatacji, gdzie ciśnienie pionowe P_z osiąga wartości o wiele większe, podporność obudowy P_r wpływa nieznacznie na zmniejszanie naprężeń przed czołem ściany. 8. Wpływ podsadzki na wielkość napreżeń przed czołem ściany

Obciążenie nad wspornikiem (rys. 12) wynosi

$$P_p = \frac{P_z \cdot L_w \cdot Y_1}{2}$$

zaś obciążenie działające na obudowę:

$$Q_{ob} = \frac{P_{r} \cdot L_{W}}{2!}$$
(55)

The A 1231 In Lotter all





Naprężenia przed czołem ściany określa zależność:

$$G_{zemax} = \frac{Q_{p}}{C_{1}} = \frac{P_{z} \cdot L_{w} \cdot Y_{1}}{2c_{1} \cdot Y_{1}} = \frac{P_{z} \cdot 1,53 \text{ m } \sqrt{\frac{R_{ca}}{P_{z}}}}{2 \cdot 2,3 \cdot m \cdot \sqrt{\frac{8P_{z}}{R_{ca}}}} \text{ MPa}$$

Uwzględniejąc, że naprężenie przed czołem ścieny z podeddzką hydrauliczną:

$$6_{zrmax}^{p} = 6_{zemax} - \frac{Q_{ob}}{2 \cdot C_{1}}, \quad MPa$$
 (56)

ostatecznie otrzymamy:

$$6\frac{P}{2rmax} = 0.34 R_{cs}(1 - \frac{P_r}{P_z}), MPa$$
 (57)

Zależności (52) i (57) wskazują, że naprężenia przed czołem ściany prowadzonej na podsadzkę hydrauliczną są 2,1 razy mniejsze od naprężoń przy eksploatacji z zawałem stropu, co wynika z proporcji:

$$\frac{G_{zrmax}}{G_{zrmax}^{p}} = \frac{0.9 R_{c8} - 0.67 P_{r} \cdot \frac{R_{c6}}{P_{z}}}{0.34 R_{c8}(1 - \frac{P_{r}}{P_{r}})} = 2.1$$
(58)

9. Ugięcia wspornika przedniego Z i pokładu U

W pracy [9] wyprowadzono na podstawie obciążeń podanych poprzednio ugięcie wspornika Z i ugięcie pokładu U_p. Ugięcia wspornika, jak wynika z rys. 13, jest sumą ugięcia własnego U_g i ugięcia pokładu w strefie C₁.

$$Z = U_{s} + U_{p}$$

$$= \frac{(N - P)L^{4} \cdot y_{1}}{E \cdot J \cdot 8}, \quad m$$
(59)

$$U_{p} = U_{s} = 0,25 \frac{P_{z}}{R_{cw}} = 0$$
 (60)

Zależność (59) podaje, że w przypadku, gdy podporność obudowy P_r będzie równa naciskowi warstw wspornika N_g, wówczas ugięcie własne U_g = 0, zaś ugięcie wspornika Z = U_p.

Aby zaistniało ugięcie Z⁻= U_s + U_p, konieczne jest ugięcie pokładu (60) w wyniku działania obciążenia powodującego naprężenia ściskające przewyższające wytrzymałość węgla na ściskanie w strefie C₁.

Wykorzystując znane zależności na L_w i N_s, otrzymano ogólne związki na obliczanie ugięcie wspornika i pokładu:

- ugięcie własne wspornika u

$$U_{s} = \frac{1^{4}}{E \cdot J \cdot 8} \cdot \left[\frac{P_{z} \cdot R_{cs} \cdot Y_{1}}{0,73 R_{cs} + 6P_{z}} - P_{r} \cdot Y_{1} \right], \quad m \quad (61)$$

Obciażenia i naprężenia...



Rys. 13. Rozkład naprężeń przed czołe ściany



Rys. 14. Schemat obciążeń do obliczeń ugięcia wspornika przedniego i pokładu

- ugięcie pokładu U_p

$$U_{p} = \frac{1^{4}}{E_{0} \cdot 32} \cdot \left[\frac{P_{z} \cdot R_{cs} \cdot Y_{1}}{0.73 R_{cs} + 6P_{z}} - P_{r} \cdot Y_{1} \right] \cdot \frac{P_{z}}{R_{cw}} m \qquad (62)$$

- ugięcie wapornika Z

$$Z = \frac{1^4}{E \cdot J \cdot 8} \cdot \left[\frac{P_z \cdot R_{cB} \cdot Y_1}{0.73 R_{cS} + 6P_z} - P_r \cdot Y_1 \right] \cdot \left[1 + \frac{P_z}{4R_{cW}} \right] = (63)$$

Jak wynika z podanych zależności (61), (62), (63) ugięcia warstw wspornika i pokładu są funkcjami ciśnienia pionowego, czyli głębokości i wytrzymałości skał oraz węgla. Stosując do wzorów za długość l wartość L_w , uzależnia się ugięcie U_g , U_n i Z od grubości pokładu m (rys. 14).

10. Podsumowanie i wnioski

Badania modelowe [16, 27] oraz wyniki szeregu prac z zakresu określania naprężań w górotworze w otoczeniu wyrobiska zaważowego wykazuję, że zjawiska występujące wokóż pustki powstażej po wybranej części pokżadu zdeterminowane są przez naturalne parametry, takie jak: wytrzymażość skaż, gęstość przestrzenna, gaubeść pokżadu, nachylenie, gżębokości eksploatacji.

Uwzględnione w niniejszej pracy wyniki badań modelowych wskazuję, że mechanizmem deformacji warstw stropowych i nadległych jest moment niszcząoy, który poweduje załamenie się poszczególnych warstw karbońskich. Odległość załamywanie od krawędzi pokładu określa kęt zasięgu eksploatacji wynikajęcy z tworzenie się w poszczególnych warstwach nad krawędzię pokładu coraz to dłuższych wsperników skalnych [16]. Kęt zasięgu tgz jest to kęt wpływów eksploatacji w górotworze naruszonym. Wielkość naprężań przed czołem ściany uzależniene od obciężeń działających na pokład pochodzęgych od reakcji sklepienie parabolicznego lub płyty w warunkech sztywnego stropu okraślone zostałe przy uwzględnieniu podporności obudowy. Jej wpływ na zmniejszenie naprężań zaznacze się na płytkich i średnich głębokościech eksploatacji do 600 m. Ne głębokościech większych ze względu na wielkość ciśnienie pionowego udzieł podporności obudowy w zmalejszeniu obciężenia jest nieznaczny.

Stosowanie podsadzki płynnej przy zaleganiu stropu sztywnego powoduje skrócenie długości L_s, a tym samym wpływa na 2,1-krotne zmniejszenie naprężeń przed czołem ściany.

Obciażania i napreżenia...

Z całokształtu analizy obciążeń i naprężeń występujących wokół wyrobiska zawałowego wynikają następujące wnioski:

 Przebieg zjawisk zachodzących przy eksploatacji pokładów w otoczeniu wyrobiska zawałowego nie ma charakteru liniowego i jest funkcją wielu zmiennych parametrów naturalnych górotworu.

2. Główne wymiery wyrobiska zawałowego oraz obciężenie naprężenia w danych warunkach geotechnicznych są prawie niezmienne.

3. Ze wzrostem głębokości eksploatacji ulegają zwiększeniu: obciążenia i naprężenia, wysokość zawału, natomiast zmniejszeniu – długość strefy zawałowej.

 Wydłuża się strefa zwiększonych i maksymalnych naprężeń przed czołem przodku.

 5. Istnieją w GZW i ŁZW takie warunki geotechniczne, przy których L =
 Z określające kołowo-symetryczny stan naprężeń wokół wyrobiska.Zależność ta określa głębokość krytycznę.

LITERATURA

- [1] Awierszin S.G.: Gornyje udary. Ugletiechizdat, Moskwa 1955.
- [2] Biliński A.: Zagrożenie tępaniami stropowymi w świetle rozeznania warunków naturalnych i górniczych. Górnictwo Kwartalnik AGH, z. 1,1981.
- [3] Biliński A.: Kryteria doboru obudowy dla ścian zawałowych. Prace GIG, Katowice 1976.
- [4] Biliński A.: Przejawy ciśnienia górotworu w polach eksploatacji ścianowej w pokładach węgla. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej,s. Górnictwo z. 31.
- [5] Borecki M.: Warunki współpracy z górotworem i zasady obliczania obudowy ścianowej. Prace GIG, Komunikat 1975, Katowice 1955.
- [6] Borecki M., Chudek M.: Mechanika górotworu, Wyd. Śląsk, Katowica 1972.
- [7] Budryk W.: Wpływ wyeksploatowania pokładu na stan naprężeń i odkaztałceń w górotworze. Archiwum Górnictwa i Hutnictwa, 1955, t. III, z. 4.
- [8] Budryk W., Knothe St., Korman St., Litwiniszyn J., Sałustowicz A.: Wpływ wyeksploatowania pokładu na stan naprężeń i odkształceń w górotworze. Archiwum Górnictwa i Hutnictwa, 1955, t. III, z. 4.
- [9] Chudek M., Stefański L.: Matoda określania naprężeń występujących w otoczeniu frontu eksploatacyjnego oraz nacisku stropu na obudowę ściany uwzględniająca naturalne parametry górotworu i ciśnienie. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej w Gliwicach przekazano do druku.
- [10] Chudek M.: Teoretyczno-graficzne obliczanie odkaztałcenia się warstw skalnych i naprężeń nad wyrobiskiem ścianowym. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, s. Górnictwo, Gliwice 1968.
- [11] Chudek M.: Mechanika górotworu. Skrypt Politechniki Śląskiej,Gliwice, 1981.
- [12] Chudek M., Pach A.: Obudowa czynnikiem regulacji ciśnień eksploatacyjnych. Przegląd Górniczy nr 1, 1974.
- [13] Chudek M., Pach A., Olaszowski W.: Wpływ ściśliwości zawadłu na warunki eksploatacyjne w pokładach podebranych. Przegląd Górniczy nr 12, 1969.

[14]	Chudek M.: Zachowanie się skał stropowych nad wyrobiskiem ścianowym w świetle badań modelowych. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej,s. Górnictwo z. 30, 1968.
[15]	Chudek M., Olaszowski W.: Modeling of the operation of dynamically Loaded powered supports. Archiwum Górnictwa t. 27, z. 3, 1982.
[16]	Chudek M., Iwaszczenko W.: Badania modelowe nad wpływem głębokości na odkształcenia skał i naprężenia w otoczeniu wyrobisk ścianowych. Ze- szyty Naukowe Politechniki Śląskiej s. Górnictwo z. 109, 1981.
[17]	Dymek F.: Stan naprężeń i przemieszczeń w górotworze sprężystym w sąsiedztwie czynnego frontu eksploatacji. Arch. Górn. 1976,t.21,z,1.
[18]	Ewerling G.: Der Periodendruck. Gluckauf-Forszungshefte No 26, 1965.
[19]	Filcek H., Cyrul T.: Określanie naprężeń w masywie górotworu. Prace Komis. górngeod., PAN, Górnictwo 16, Kraków 1977.
[20]	Filcek H., Walaszczyk J.: Numeryczne prognozowanie przemieszczeń i naprężeń w górotworze. Zeszyty Naukowa AGH, seria Specjalna, Kraków 1972.
[21]	Kidybiński A.: Mechaniczne własności skał karbońskich Zagłębia Górno- śląskiego. Przegląd Górniczy 1969.
[22]	Kłaczek Z., Groński J.: Przejawy ciśnienia górotworu w pokładzie wę- gla eksploatowanym z zawałem stropu. Zeszyty Problemowe Górnictwo PAN, z. 1, Warszawa-Kraków 1976.
[23]	Kuzniecow G.N.: Wzaimodiejestwie bikowych porod i krepi w oczistnych wyrobotkach połogopadajuszczich płostow kamiennowo ugla.Issledowanie po waprosom markszejdierskogo dieła. Trudy WNIMI Sb. 27, 1953.
[24]	Litwiniszyn J.: Przemieszczanie górotworu w świetle teorii prawdopo- dobieństwa. Archiwum Górnictwa, 1959, z. 2.
[25]	Litwiniszyn J.: O kierunkach badań teoretycznych wpływu podziemnej eksploatacji górniczej na ruchy mas ekalnych. I Krajowe Sympozjum na temat: "Ochrona powierzchni przed szkodami górniczymi". Katowice 1969.
[26]	Litwiniszyn J.: Równanie różniczkowe przemieszczeń górotworu. Archi- wum Górnictwa i Hutnictwa, z. 1, t. I, 1953.
[27]	Majcherczyk T., Ryncarz T.: Badania modelowe wpływu rodzaju warstw stropowych na wielkość obciążenia obudowy zmechanizowanej w ściano- wym systemie eksploatacji pokładów węgla. Zeszyty Problemowe Górnic- twa PAN, t. 17, z. 1, 1979.
[28]	Parysiewicz W.: Tąpania w kopalniach. Wyd. Śląsk, Katowice 1966.
[29]	Pietuchow J.M.: Gornyje udary w ugolnych szachtach. Izd. Hiedza. Hos- kwa 1972.
[30]	Praca zbiorowa: Ochrona powierzchni przed szkodami górniczymi. Wyd. Śląsk, Katowice 1980.
[31]	Dacobi O., i inni: Praxis der Gebirgsbeherrschung, Verlag Glückauf GMBH, Essen 1976.
[32]	Sałustowicz A.: Osiadania stropu w świetle teorii ścinania i ugięcia belki na sprężystym podłożu Sb. Vedeckich prac. Ostrawa 1961.
[33]	Sałustowicz A.: Ciśnienie eksploatacyjne i ugięcie stropu w świetle teorii i pomiarów w kopalni. Zeszyty Naukowe AGH, z. 8, 1964.
[34]	Sałustowicz A.: Zarys mechaniki górotworu. Wyd. Śląsk, Katowice 1965.
[35]	Stefański L.: Powstawanie i zwalczanie tąpań. Przegląd Górniczy, Ka- towice 1983. Praca niepublikowana.
[36]	Staroń T.: Wyznaczanie niezbędnej odległości między pokładem podbie- ranym i podbierającym. Katowice GIG, 1979.

.

-

Obciażenia i napreżenia...

- [37] Stefański L.: Zasięg promienia filaru ochronnego funkcją parametrów górotworu i ochrony powierzchni. Ochrone Terenów Górniczych – WUG, Katowice 1983.
- [38] Szuścik V.: Wytrzymałość materiałów. Skrypt Uczelniany nr 1153, Gliwice 1983.
- [39] Zuberek W.: Badania nad tapaniami w Stanach Zjednoczonych Ameryki Północnej. Przegląd Górniczy, 1977.

Recenzent: Prof. dr hab. inż. Alfred BILIŃSKI

Wpłynęło do Redakcji w lipcu 1983 r.

НАГРУЗКИ И НАПРЯЖЕНИЯ ВИСТУПАЩИЕ В НЕПОСРЕДСТВЕННОЙ БЛИЗОСТИ ВОЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ А ТАКЖЕ НАТИСК ПЕРЕКРЫТИЯ НА КРЕПЛЕНИЯ КАК ФУНКЦИИ ГЕОТЕХНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД И ГЛУБИНЫ

Резюме

В работе на основании равновесия нагрузок для действительной слоиотой горной породы с определёнными гестехническими параматрами, даны математические зависимости с целью прогнозирования напряжений выступающих в непосредственной близостя выработки проводимой методом завала с гидравлической закладкой, а также для определения натиска на крепление.

Для. введения формуя использовано результаты исоледований моделей, проведённых в Институте Проектирования, Строительства Шахт и Охраны Поверхности Силезского политехнического института.

Приведённые зависимости являются натуральными функциями параметров горной породы и глубины эксплуатации.

LOADS AND STRESSES OCCURRING IN THE VICINITY OF COAL FACES AND THE PRESSURE OF THE ROOF ON THE SUPPORTS AS FUNCTIONS OF THE GEOTECHNICAL PROPERTIES OF THE ROCK MASS AND OF DEPTH

Summary

Basing on the equilibrium of loads in a real stratified rock mass with definite natural geotechnical magnitudes, the mathematical dependence on the prognostication of stresses occurring in the vicinity of longwalls worked with caving and with hydraulic stowing as well as on the determination of pressure exerted on the lining.

The proposed formulae are based on results of model investigations carried out at the Institute of Coal Mine Designing and Construction and Surface Protection, Technical University of Silesia. The relations quoted in the paper are natural functions of the parameters of rock strata and of the depth of mining.