

MIROSLAW CHUDEK

ANALIZA PRZYCZYŃ OBRYWANIA SIĘ SKAŁ
W WYROBISKACH WYBIERKOWYCH

Streszczenie. W pracy przeanalizowano parametry mające wpływ na deformacje i obrywanie się warstw skalnych w obrębie wyrobisk wybierkowych, podając jednocześnie wyniki własnych obserwacji i pomiarów przeprowadzonych w kopalni W i na modelach. Obliczeniowo wykazano, że warstwy górotworu są mało podatne na deformacje w związku z czym dla zapewnienia (podniesienia) bezpieczeństwa załogi, postępując dalej z mechanizowaniem prac przodkowych korzystnie jest stosować obudowę schematycznie przedstawioną na rys.7.

1. Wprowadzenie

Prowadząc eksploatację pokładów węglowych np. systemem ścianowym obserwuje się obrywanie skał ze stropu, które często jest powodem zaistnienia wypadku. Zjawisko obrywania się skał jest więc bardzo niebezpieczne dla załogi wskutek czego stanowi często przedmiot licznych rozważań czy dyskusji. Z uwagi na wiele czynników mających wpływ na deformacje i obrywanie się warstw skalnych do wyrobiska, które są bardzo zmienne (zależne od budowy geologicznej górotworu i od warunków górniczych) powodują, że zjawiska te analizuje się oddzielnie dla poszczególnych rejonów górniczych czy kopalń. Praca niniejsza jest dalszym przyczynkiem do poznania środowiska, w którym występuje obrywanie się skał.

2. Środowisko w jakim wykonuje się wyrobiska górnicze

Środowisko należy rozpatrzeć z punktu geologii inżynierskiej i mechaniki górotworu. Geologia inżynierska rozważa dużą objętość górotworu nienaruszonego wyrobiskiem, podaje układ warstw skalnych, ich grubość i nachylenie oraz głębokość zalegania, petrograficzną jakość i stan zwartości skał, a także zawodnienie i sposób wzajemnego przylegania warstw. Mechanika górotworu określa warunki jakie

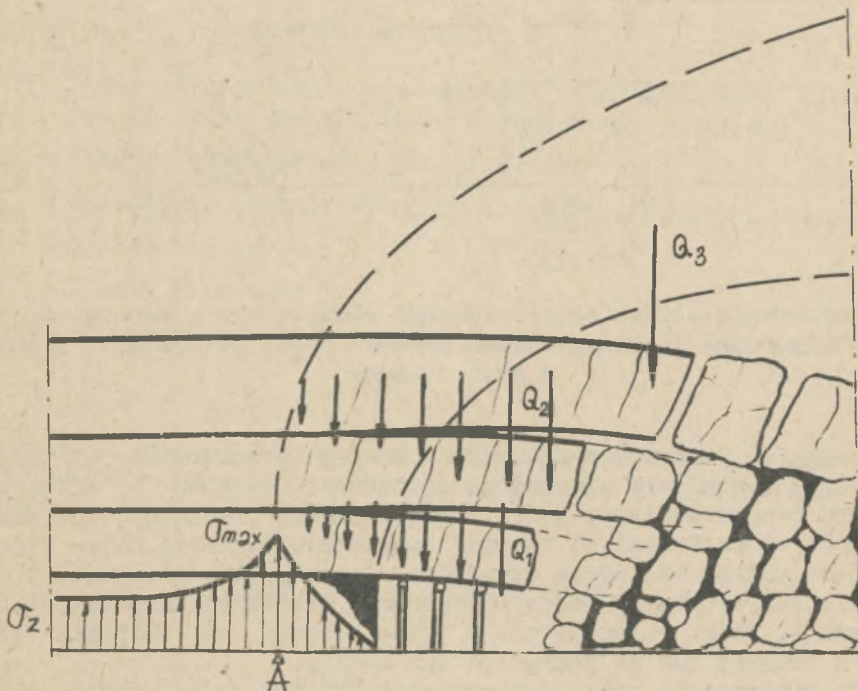
się wytworzą kłedy w danym górotworze będzie wykonywać się wyrobisko tzn. jakie wystąpią naprężenia bądź deformacje w poszczególnych strefach pionowych i poziomych wokół wyrobiska; czyli jakie będzie ciśnienie górnicze i co ono może spowodować jeśli w odpowiednim czasie i w odpowiedni sposób nie zabezpieczy się tegoż wyrobiska. Mechanika górotworu ma dać odpowiedź w jaki sposób należy wykonać wyrobisko, aby zabezpieczało ono ludzi, maszyny i sprzęt podczas wykonywania jak i w czasie późniejszej jego eksploatacji. Dokładniejsze rozpoznanie warunków geologiczno-inżynierskich umożliwia właściwsze określenie warunków wykonywania i eksploatacji wyrobiska. Nie udało się dotychczas ustalić jednolitego poglądu na stan panujący w górotworze nienaruszonym i naruszonym wyrobiskiem górniczym. Jednakże na podstawie wierceń otworów badawczych jak i obserwacji na kopalniach poczynionych w czasie wykonywania wyrobisk można twierdzić, że górotwór nienaruszony nie stanowi ośrodka teoretycznie ciągłego i że pomiędzy poszczególnymi warstwami skał różnych kategorii istnieją szczeliny (mikroszczeliny) powstałe podczas tworzenia się górotworu jak również pod wpływem późniejszych zmian zachodzących w różnych epokach geologicznych. Dotychczasowe prace np. praca doktorska K. Pawłowicza wykazują, że bryły uzyskiwane z pokładów węglowych jak i bezpośredniego stropu posiadają pewne równe płaszczyzny pokryte nalotami, które mogły się osadzić tylko w odległych epokach geologicznych, stanowiące tym samym dowód, iż płaszczyzny te nie wytworzyły się dopiero podczas urabiania względnie wskutek ciśnień działających na ścianie podczas wybierania węgla z pokładu.

Odstępy pomiędzy tymi naturalnymi szczelinami są w różnych skałach różne i często są wypełnione wtórnym materiałem np. kalcytem. Płaszczyzny kliważu lub pęknięć przylegają do siebie, a otiwierają się pod wpływem działania sił zewnętrznych np. pod obciążeniem skał spoczywających na zwisającym wsporniku warstwy skalnej. Tak więc w górotworze nienaruszonym istnieją już naturalne pory, szczeliny, pęknięcia, płaszczyzny osłabionej spoiwości (kliważu), które dzielą poszczególne warstwy skalne na bloki o różnych wymiarach i kształtach. Przy naruszaniu górotworu wyrobiskiem, bryły wpływają na nierównomierny (zmienny) stan naprężeń (ciśnień) wokół wyrobiska wybierkowego. Duże znaczenie posiada tu wielkość (wytworzących się w obrębie prowadzonych robót) bloków, a także ich stosunek do rozpiętości wyrobiska (szerokości przedziałów roboczych) oraz jakość powierzchni kontaktowych, sposób przełamu itp. Ujemny wpływ na wytrzymałość skał górotworu mają między innymi:

- a) zawilgocenie powierzchni kontaktowych między warstwami skalnymi,
- b) zawilgocenie samej skały w danej warstwie, powodujące osłabienie spoiwości względnie pęcznienie skały.

3. Analiza naruszenia równowagi górotworu wskutek wykonywania wyrobiska

Wyrobisko wybierkowe (ścianowe) powstaje z wyrobiska chodnikowego (dowierzchni) przez rozszerzenie jego jednego ociosu w jednym kierunku. W miarę urabiania węgla na ścianie powiększa się rozpiętość (szerokość) wyrobiska wobec czego powiększają się sklepienia ciśnień wskutek stopniowej deformacji warstw skalnych górotworu. W pewnym okresie wybierania przestrzeń wybrana zostaje wypełniona skałą względną podsadzką, a przedziały robocze podparte obudową przyjmują całą na siebie cały ciężar deformujących się warstw skalnych górotworu (rys.1).

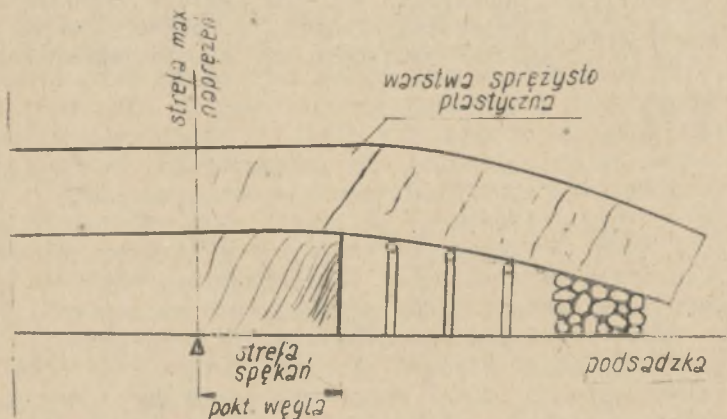


Rys.1. Przebieg deformacji warstw skalnych, sposób przenoszenia obciążeń oraz rozkład naprężeń przed czołem ściany, nad i poza przedziałem roboczym

W każdej wyższej warstwie rozpiętość naruszonej części górotworu jest coraz mniejsza, wreszcie czoło ściany naciśnięte wspornikami po szczególnych warstwach skalnych ulega zgniataniu na pewną odległość w głąb calizny węglowej (rys.1 i 2) do miejsca A, w którym w płaszczy

źnie pionowej górotworu występują maksymalne naprężenia. Począwszy od punktu A (rys.1) w kierunku calizny występuje ciśnienie statyczne, naprężenia maksymalne maleją, a następnie osiągają wartość naprężeń panujących w górotworze nienaruszonym.

$$\sigma_z = P_z = H \cdot \gamma_1 \quad (1)$$



Rys.2. Deformacje stropu bezpośredniego zbudowanego z warstw sprężysto-plastycznych i zasięg spękań pokładu węgla od czoła ściany w głąb calizny

Począwszy od punktu A w kierunku wybranej przestrzeni występują ciśnienia dynamiczne wywołujące deformację pokładu i uginanie się stropu bezpośredniego, który w przedziałach roboczych dostosowuje się do charakterystyki obudowy (podatności). Dalej belka stropowa opiera się na podsadźce naturalnej (zawale) lub sztucznej (układanej). Nad wybraną przestrzenią tworzą się sklepienia wspornikowe (rys.1), które opierają się z jednej strony na caliznie węglowej, z drugiej zaś na podsadźce lub zawale.

Ciągłe przesuwanie czoła ściany powoduje, że odwarstwienie skał obejmuje coraz wyższe warstwy górotworu, czyli że coraz większa jest wysokość strefy zdeformowanego górotworu, a tym samym coraz większy jest ciężar tych mas skalnych, które naciskają na wyrobisko. Siły sprężyste wywołujące deformację warstw stropowych wykonują pracę, w rezultacie której w górotworze powstaje nagromadzenie potencjalnej energii sprężystej (l_s) - deformacyjnej. Od energii tej zależy prędkość, wielkość i sposób deformacji warstw górotworu.

Dlatego określenie tej energii jest wskazane albowiem wówczas możemy w większym stopniu zapewnić bezpieczeństwo pracy w wyrobisku wybierkowym. Energię potencjalną (określoną w pracy [1]) potrzebną na zmianę objętości kostki warstwy górotworu określa wzór (2), a energię potencjalną potrzebną na zmianę formy tej kostki określa wzór (3).

$$l_{s_0} = 3\left(\frac{1}{2} \sigma_{sr} \epsilon_{sr}\right) = \frac{3}{2} \frac{1-2\mu}{E} \sigma_{sr}^2 \quad (2)$$

$$l_{s_f} = \frac{1}{12G} \left[(\sigma_x - \sigma_y)^2 + (\sigma_y - \sigma_z)^2 + (\sigma_z - \sigma_x)^2 + 6(\tau_{xy}^2 + \tau_{yz}^2 + \tau_{zx}^2) \right] \quad (3)$$

gdzie:

$\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$ - naprężenia główne,

G - moduł odkształcenia postaciowego (charakteryzuje on opór materiału przy zmianie formy-kostki skały górotworu),

ϵ_{sr} - średnie odkształcenie kostki skały,

σ_{sr} - naprężenie średnie wywołujące deformację kostki skały,

τ - naprężenie styczne,

μ - liczba Poissona.

Potencjalną energię dla objętości V można wyliczyć ze wzoru (4)

$$L = \int_V l_s dV \quad (4)$$

Potencjalną energię ściskającą 1 m³ skał górotworu (o bokach równych jednostce) znajdującej się na głębokości H określa wzór (5) wy prowadzony w oparciu o wzory (2 i 3).

$$\begin{aligned} l_{s_0} &= \frac{3}{2} \frac{1-2\mu}{E} \sigma_{sr}^2 = \frac{3}{2} \frac{1-2\mu}{E} \left(\frac{\sigma_x + \sigma_y + \sigma_z}{3} \right)^2 = \\ &= \frac{1-2\mu}{6E} \left(\gamma \cdot H + 2 \frac{\mu}{1-\mu} \gamma \cdot H \right)^2 \end{aligned}$$

po przekształceniu

$$l_{s_0} = \frac{(1-2\mu)(1+\mu)^2}{6(1-\mu)^2 \cdot E} \gamma^2 \cdot H^2 \quad (5)$$

gdzie:

E - moduł Yunga

γ - deformacja zmienna wzrastająca od 0 do γ , kąt odkształcenia postaciowego,

Energia potencjalna potrzebna na zmianę formy 1 m³ skał górotworu może być wyliczona ze wzoru

$$l_{s_f} = \frac{1}{12G} \left[2(\gamma \cdot H - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \gamma H)^2 \right]$$

skąd

$$l_{s_f} = \frac{\gamma^2 H^2 (1-2\mu)^2}{6 G (1-\mu)^2} \quad (6)$$

Nagromadzona energia potencjalna w 1 m³ rozpatrywanej części górotworu wynosi:

$$l_s = l_{s_o} + l_{s_f} \quad (7)$$

Energię deformacyjną analizowanego słuca skały (o boku 1 cm i wysokości h) pod działaniem momentu zginającego w przybliżeniu można określić wzorem

$$\frac{M_o \varphi}{2}$$

gdzie:

M - moment na oporze, w miejscu przekazywania obciążeń jednej warstwy na drugą,

φ - kąt skręcenia warstwy w pionowym przekroju pod działaniem momentu w miejscu ugięcia warstwy.

Energia będzie równa zatem

$$l_{s_m} = \frac{M_o \varphi}{2} = \frac{M_o^2 \cdot l_o}{2E \cdot J} \quad (8)$$

gdzie:

I - moment bezwładności, $I = \frac{h^3}{12}$

l_o - długość wspornika.

Znając doraźną wytrzymałość warstw stropu bezpośredniego oraz wielkość energii wyliczonej ze wzorów przybliżonych (2-6) można dokładniej ustalić parametry techniczne bezpiecznej pracy w wyrobisku wybierkowym.

Nacisk załamujących się wsporników, warstw bezpośredniego stropu powoduje rozwieranie się naturalnych szczelin, wzdłuż których następuje przemieszczanie się skał w pewnych odstępach oraz tworzenie się nowych szczelin wskutek odłamywania się wsporników. Szczeliny te nie kiedy mogą pokrywać się ze szczelinami naturalnymi. Każde przesunięcie czoła ściany daje nowy impuls do blokowego oddzielania się części skały w poszczególnych warstwach. Aby bloki te nie wypadały do przedziałów roboczych i nie stwarzały niebezpieczeństwa dla załogi, w przedziałach tych wykonuje się obudowę. Z powyższego wynika, że ciśnienie górnicze nie jest jednakowe i jednostajne w ciągu na przemian przebiegających czynności urabiania. Powstające w wyniku łamania się warstw skalnych górotworu bloki skalne obsuwając się w kierunku wyrobiska, opierają się swymi ściankami bocznymi o sąsiadujące z nimi bloki skalne; stwarzając w ten sposób sklepienia, które utrzymują swą stateczność niekiedy łatwiej i dłużej niż belki zginane (rys.3).

W blokach działają siły pokazane na (rys.3). Deformującą się warstwę można przyrównać do belki z przegubami umiejscowionymi w miejscu styku bloków skalnych. Związek zachodzący przy obniżaniu się środkowego przegubu (o wielkość c_i) i linii poziomej rozpór można wyznaczyć ze wzoru (9) podanego w pracy [6].

$$T_i = \frac{q_i \cdot L_i^2}{8(h_i - c_i)} \quad (9)$$

Natomiast minimalną długość (rozpiętość) deformującej się warstwy skalnej w postaci pełzających jej bloków przy której zachowana jest stateczność układu (przy zachowaniu współczynnika bezpieczeństwa $n=4$) wyznaczyć można ze wzoru (10), [6].

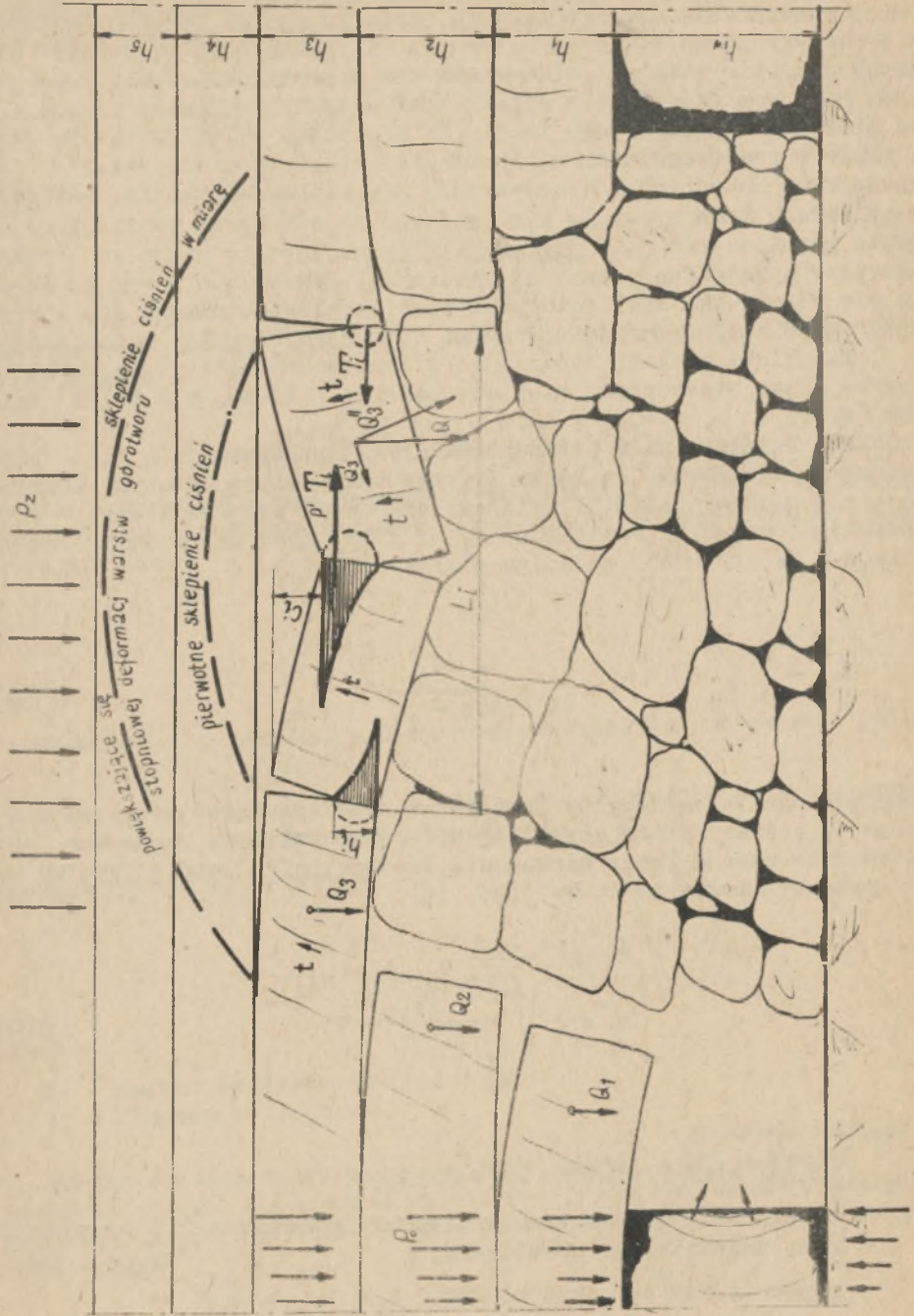
$$L_i = \xi \sqrt{\frac{0,04 \sigma_{dop} \cdot h_i}{n \cdot \gamma_1}} \quad (10)$$

We wzorze oznaczają:

q_i - ciężar skał w strefie odprężonej,

h_i - odległość między rysami w kierunku normalnym do powierzchni rys. największego osłabienia,

ξ - współczynnik pełzania bloków $\xi \approx 0,5$ do $0,7$



Rys. 3. Schemat przebiegu deformacji warstw skalnych w obrębie wyrobiska ścianowego w momencie rozpoczęcia ściany

Wzory (9) i (10) są słuszne przy $\frac{h}{L} \leq \frac{1}{5}$ i $h_1 \geq 0,25$ m, gdzie: .
 h - grubość rozpatrywanej warstwy skalnej, w pracy (rys.3) $h = h_3$.

W kopalniach spotyka się, że rozpoczęty zsuw w jednym miejscu nie rozszerza się dalej, gdyż rozpierające się nawzajem bloki skał stwarzają konstrukcję, która utrzymuje swój własny ciężar tak długo dopóki nie nastąpi rozluźnienie szczelin w wyższych partiach górotworu - dotychczas lekko wspierających się jedynie na zawale i spoczywających na mocnych przyczółkach bocznych lub czołowych ściany. Tym się też tłumaczy dlaczego w przestrzeni zawałowej doszczelnianie podsadzki odbywa się bardzo powoli i trwa w ciągu długiego okresu czasu.



Rys.4. Deformowanie się kostki węglowej badanej na ściskanie przez J.Znańskiego w prasie

Wykonywanie wyrobiska ścianowego i systematyczne jego powiększanie powoduje:

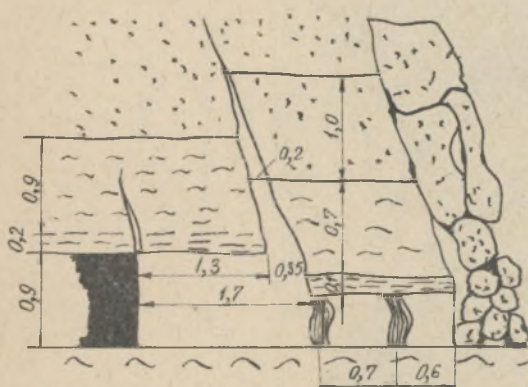
- 1) obniżanie się stropu (w sposób skokowy lub jednostajny - ciągle, zależnie od jakości skał) nad przedziałami roboczymi,
- 2) zgniatanie pokładu węglowego przed czełkiem ściany (rys.1, 2,3) powodujące klinowe wyciskanie węgla do przedziałów roboczych; w podobny sposób jak przy ściskaniu próbek węgla (rys. 4), a także wyciskanie spągu,

- 3) gwałtowne usuwanie się skał stropowych poza przedziałami roboczymi i wypełnianie przestrzeni podsadzką naturalną.

Zjawiska powyższe wywołujące podział warstw skalnych na bloki są niekiedy przyczyną zawału wyrobiska wskutek zaistnienia tąpnięcia.

4. Zagadnienie zabezpieczenia wyrobisk górniczych przed wypadaniem do nich (bloków) części skał

Przedstawione poprzednio zjawiska są powodem, że wokół wyrobiska, a specjalnie w stropie i ociosach bocznych - wydzielone szczelinami bloki skalne mają tendencję całkowitego oddzielenia się od warstw górotworu (całizny) i przy odpowiednich warunkach wypadają do wyrobiska np. w sposób pokazany na (rys. 5).



Rys.5. Schemat deformacji warstw górotworu w postaci bloków z równoczesną deformacją obudowy drewnianej w przedziale roboczym

Jedynym dotychczas stosowanym zabezpieczeniem wyrobiska przed obrywem skał jest stawianie obudowy. W praktyce górniczej skuteczność wspomnianego zabezpieczenia zależy od zastosowania (w danych warunkach górniczo-geologicznych) właściwego typu i konstrukcji obudowy. Kryteria doboru właściwej obudowy są różne dla każdego typu wyrobiska tj. wyrobiska ścianowego, chodnikowego czy szybowego. Zdaniem autora kryteria takie dla wyrobiska ścianowego można sprecyzować następująco:

- a) obudowę należy stawiać tuż za odsłanianiem powierzchni stropowej, a w pewnych okolicznościach (zależnie od rodzaju skał) nawet wyprzedzać nią wyrobiska,
- b) obudowie nadawać jak największą podporność wstępną i doprowadzić jak najszybciej do podporności roboczej - o tej samej wielkości w każdym miejscu podparcia - co jest utrudnione przy mało wytrzymałych skałach spągowych,
- c) dążyć, aby obudowa od chwili postawienia do momentu rabowania ciągle podparzała strop; nie przesuwać się, a także nie tracić na chwile podparcia,

d) na ścianie obudowa powinna być podatna, przy czym podatność musi być kontrolowana tj. elementy obudowy muszą się skracać hamując jednostajnie narastające i powiększające się obniżanie stropu. Wielkość podatności uzależniona jest zatem od wielkości zgniatania pokładu na czole ściany i od jakości podsadzki (ściśliwości) poza przedziałami roboczymi tak, aby linia ugięcia stropu stanowiła linię ciągłą. Podporność obudowy związana jest ściśle z odporem jaki dają przyczółki - calizny węglowej i podsadzki. Uzyskanie korzystnej linii ugięcia stropu umożliwi rabowanie obudowy w jednakowych odstępach czasu oraz równomierne podsadzanie powstającej pustki.

e) typ i konstrukcja obudowy oraz sposób urabiania powinien być taki, aby liczba przedziałów roboczych jak i ich szerokość była jak najmniejsza.

Występujące w kopalniach nieszczęśliwe wypadki spowodowane obrywaniem się skał ujawniają, że w przemyśle górniczym (na kopalniach) nie realizuje się względnie nie wszędzie da się realizować omówione powyżej postulaty. Przyczyną w wielu wypadkach zdaniem autora jest: nie należyte rozpoznanie geologiczno-inżynierskie górotworu nienaruszonego, a szczególnie jakości skał stropu bezpośredniego oraz nienależyte przewidywanie skutków jakie na górotwór wywrze przyjęty sposób urabiania węgla, system wybierania i sposób obudowy. Analizując dalej szczegółowo zagadnienie odrywania się skał - prowadzące do wypadków z powodu zawałów ścian wnioskuje się, że w większości obryw skał jest wynikiem niewłaściwego zrozumienia współpracy "obudowa-górotwór": czyli nieświadomości w jaki sposób podzieleny jest strop bezpośredni nad przedziałami roboczymi i jak deformować się będzie dany typ i konstrukcja obudowy - w wyniku działania nacisków pochodzących od deformacji górotworu (ruchów bloków skalnych przemieszczających się do wyrobiska). Realizacja niektórych postulatów wysuniętych i przeanalizowanych w pracy jest stosowanie nowych konstrukcji i typów obudowy ścianowej jak np. obudowa Roofmaster.

5. Analiza stosowanych obudów w wyrobiskach ścianowych z punktu jej współpracy z górotworem

Często stosowana w budownictwie podziemnym kopalń - obudowa drewniana, obok szeregu zalet jak np. własność trzeszczenia przed załamaniem (ostrzeżenie przed niebezpiecznym złożonym naciskiem górotworu), łatwość dostosowania do zmiennej grubości pokładu, posiada wady którymi są: niejednakowa wytrzymałość wzdłuż i w poprzek słoju, niejednakowe (punktowe) podparcie stropu ze względu na nienależyte przyleganie elementów obudowy do skały, trudność w nadawaniu jednokowej podporności wstępnej i roboczej dla wszystkich elementów obudowy, niepowiązanie ze sobą poszczególnych stojaków w przedziale

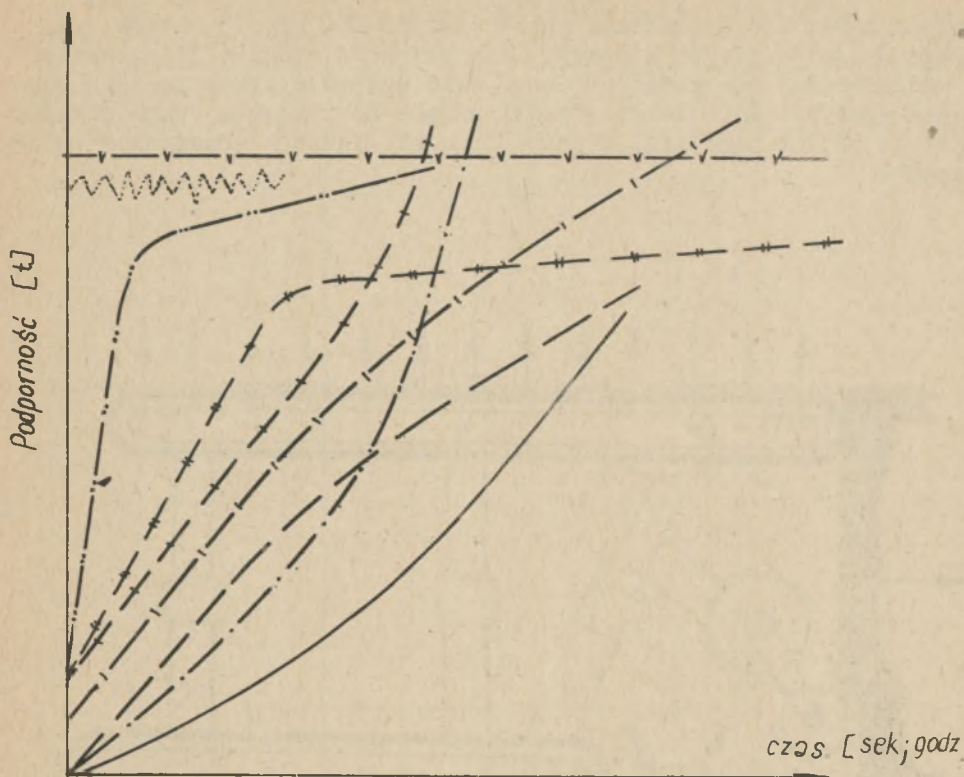
roboczym, trudności rabowania i przestawienia obudowy, przeciwstawienia się zwiększonym ciśnieniom za pomocą zmniejszenia się odstępów między rzędami stojaków itd.

Obudowa stalowa ze względu na rodzaj tworzywa jest bardziej wytrzymała a przy stosowaniu stojaków zsuwnych pozwala na uzyskiwanie podporności wstępnej. Natomiast okres, w którym osiąga się podporność roboczą i jej sposób utrzymywania na pewnym poziomie w czasie (podporność stała, zmieniająca się lub wzrastająca): rys.6 - zależy od konstrukcji i materiału zamka stojaka. Pomimo ciągłego ulepszania zamków w obudowie stalowej uzyskiwana charakterystyka pracy tej obudowy bardzo wyraźnie odbiega od charakterystyki idealnej (rys. 6).

Indywidualna obudowa szczególnie stalowa wywiera często zbyt silną reakcję w miejscu podparcia przez co następuje naruszenie struktury skał stropu jak również spągu w wyniku czego tworzą się szczeliny i następuje wyciskanie odłamków skalnych do przedziałów roboczych. Wyciskanie odłamków skalnych spoza obudowy narusza jej stateczność i sprzyja dalszej deformacji górotworu. Dalszym polepszeniem warunków współpracy obudowy z górotworem jest zastosowanie obudowy stalowo-członowej. Obudowa ta jednak ma tę dużą wadę, że rzędy stojaków nie są powiązane ze sobą. Stanowi to potencjalne niebezpieczeństwo rozchylania się ich na boki, przy nacisku ześrodkowanym występującym pomiędzy sąsiednimi stojakami. Stan ten jest przyczyną zaistnienia zawałów na ścianie, w której stosuje się taką obudowę - skutkiem czego mamy do czynienia z śmiertelnymi wypadkami.

Szybkie nadawanie stojakom stałej podporności roboczej jest możliwe w stojakach hydraulicznych (rys.6). Jednak stosując te stojaki jako obudowę indywidualną, popełnia się te same wady co przy stojakach innych konstrukcji (punktowe podparcie stropu, wciskanie w spąg itd.). Do pewnego stopnia wady te usuwa obudowa zespołowa, a całkowicie zmechanizowana obudowa przesuwana np. typu Roofmaster. Dowodem, że zasadniczą przyczyną częstych przypadków obrywania się brył skalnych ze stropu w wyrobiskach ścianowych stanowi niemożność równomiernego podparcia powierzchni stropu z odpowiednią siłą jest wyraźne zmniejszenie wypadków (spowodowanych obrywaniem się skał stropowych w ścianach, gdzie zastosowano obudowę przesuwaną). Zbliżenie do ideału w tej obudowie (poza trudnościami konstrukcyjnymi) utrudnia konieczność odciążania stropu poszczególnymi agregatami w chwili, gdy trzeba je przesuwać w ślad za czołem ściany. Powoduje to pogorszenie współpracy tej obudowy z górotworem.

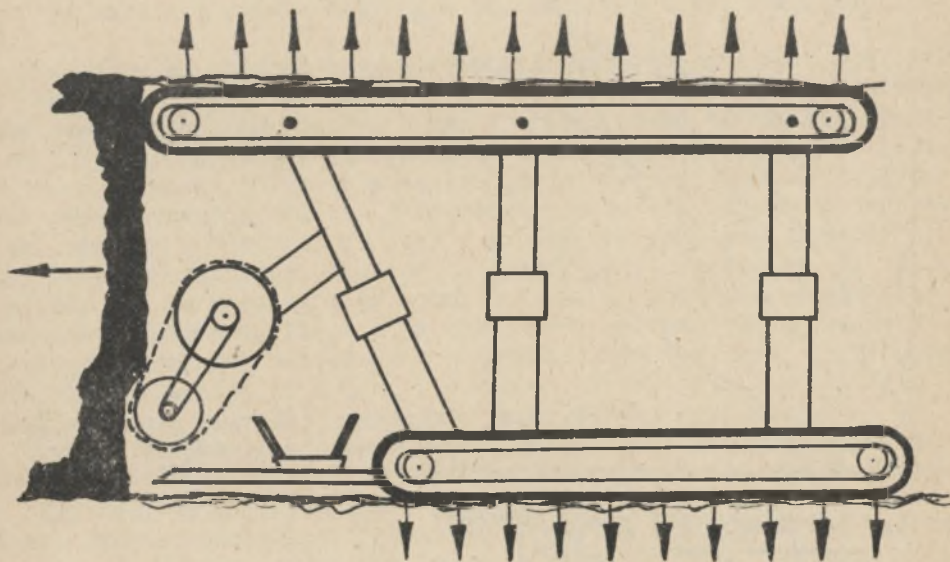
Idealnym więc rozwiązaniem obudowy ścianowej zabezpieczającym za łogę przed obrywaniem się skał ze stropu jest stalowa, zmechanizowana obudowa przesuwana ze stałym podparciem stropu w czasie całego okresu pracy. Obudowa taka (spełniająca wszystkie postulaty podane wyżej) konstrukcyjnie związana byłaby z czołowym urządzeniem do urabiania węgla i jego odstawy (rys.7).



Rys.6. Charakterystyki pracy obudowy:

- v — v — idealnej
- hydraulicznej
- · - · - · - metalowej wczesno-podporowej
- || - || - || - metalowej działającej na zasadzie serwoelementu
- + - + - + - metalowej pracującej na zasadzie tarcia i zgniotu
- | - | - | - metalowej działającej na zasadzie tarcia
- drewnianej - z drewna miękkiego
- drewnianej - z drewna twardego
- · - · - · - metalowej działającej na zasadzie zgniotu

Obudowa taka, której schemat przedstawiono na (rys.7) składa się z agregatów do podpierania stropu i rozpierania spągu z jednakową siłą wzdłuż całej szerokości ściany oraz agregatu prowadzącego urządzenie gąsienicowe. Elementy przylegające do stropu i spągu pozostają stale pod obciążeniem, a przesuwiają się jedynie urządzenia rozpierające.

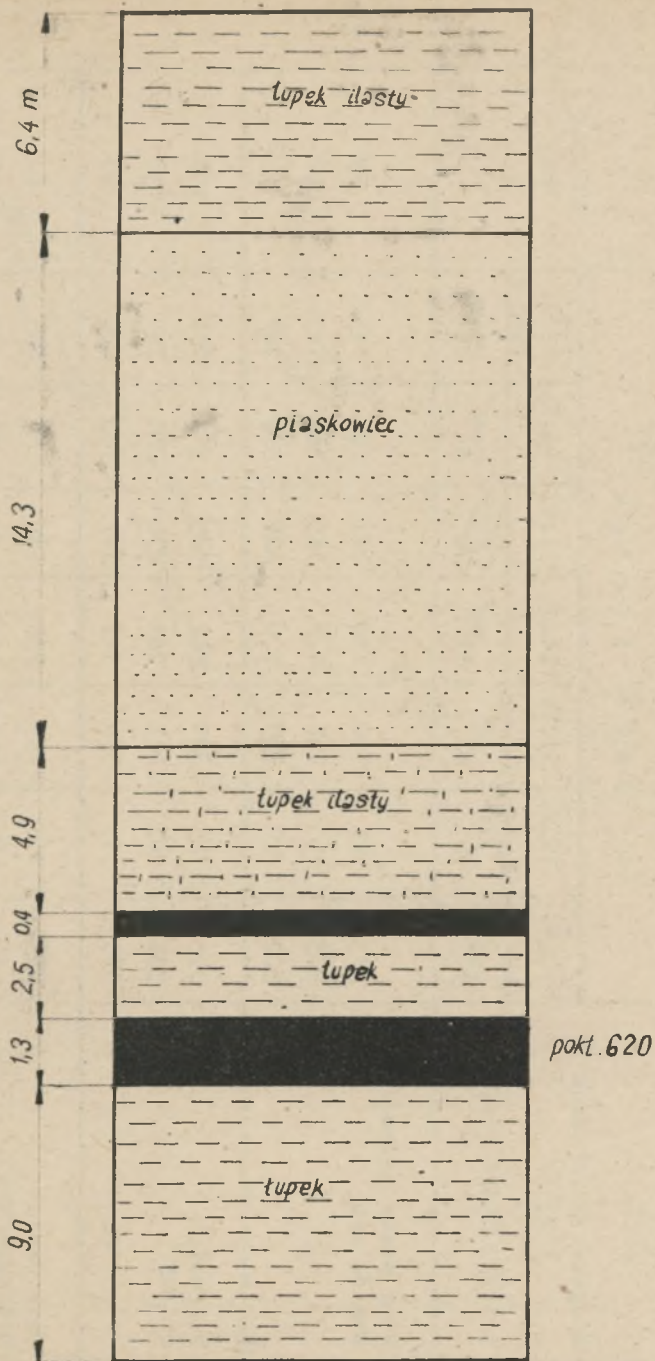


Rys.7. Schemat obudowy - zmechanizowanej korzystnej do stosowania w wyrobiskach ścianowych

6. Przebieg deformacji stropu i obudowy w ścianie zawałkowej kop. Wieczorek - w oparciu o przeprowadzone przez autora obserwacje i pomiary

6.1. Warunki górniczo-geologiczne

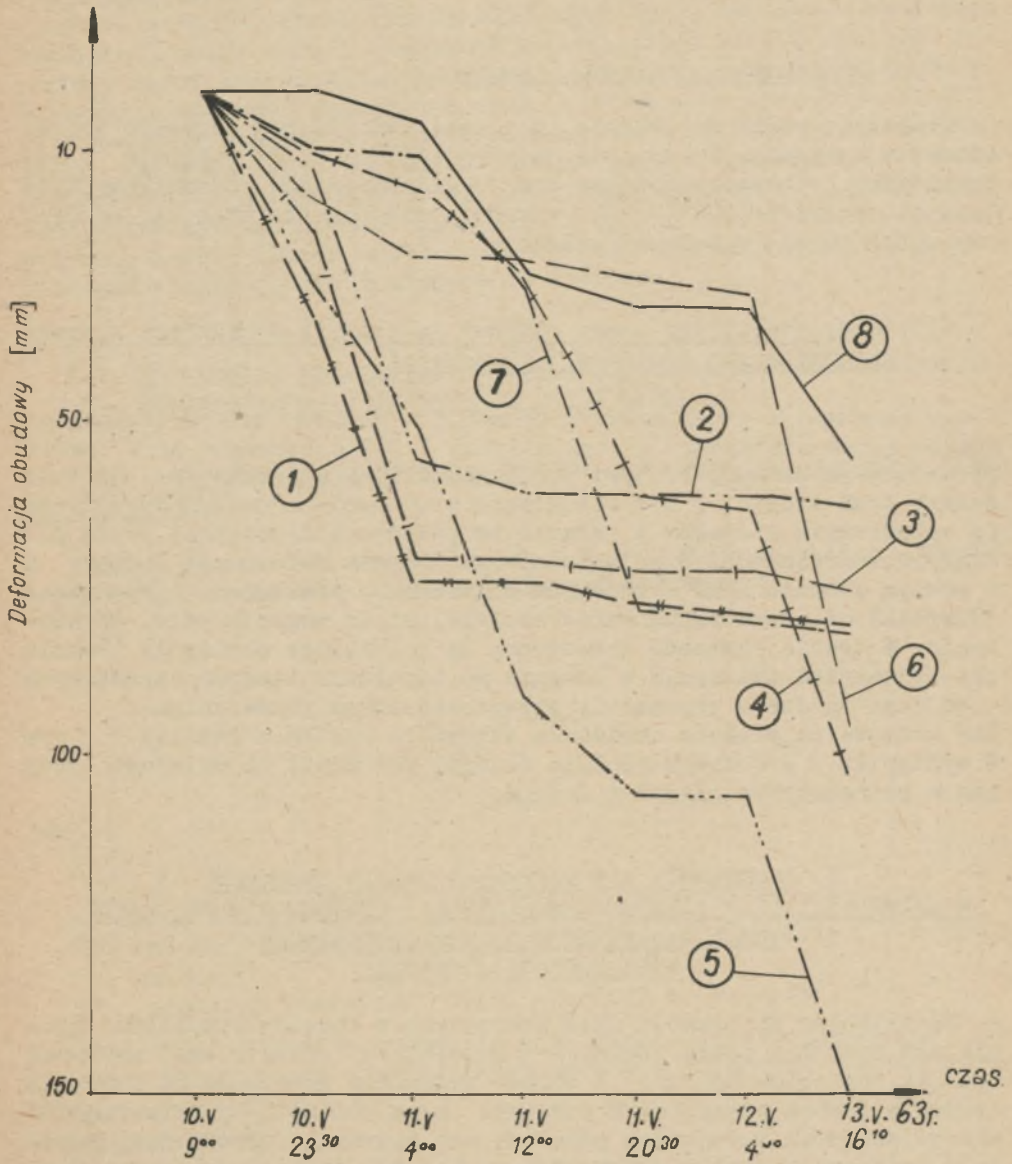
Pokład 620 o średniej miąższości 1,3 m, upadzie około 8° na poziom 550 m eksploatowany jest systemem ścianowym, podłużnym, podpoziomowo do granicy i na zawał. Długość ściany 130 m. Przy chodniku podścianowym i wentylacyjnym układane są 6 m pasy podsadzki. Na ścianie w odległości 0,8 m stawiane są stojaki metalowe typu WZ-B, a od strony pola zawałowego dodatkowo stawiane są łamacze. Warunki



Rys. 8. Schematyczny profil przez pokład węgla i warstwy skał płonnych w obrębie ściany na Kop. Wieczorek, na której przeprowadzono obserwacje i pomiary

Tablica 1

Miejsce zabudowania stojaka i kolejny numer stojaka	D a t a i c z a s								Różnica mm	
	10.V.	10.V.	11.V.	11.V.	11.V.	11.V.	12.V.	13.V.		
	9 ⁰⁰	20 ³⁰	4 ⁰⁰	12 ⁰⁰	20 ³⁰	4 ⁰⁰	16 ¹⁰			
Przy pasie podsadzko- wym dolnym										
1	223	191	150	150	147	146	145	145	78	
2	205	193	150	145	145	145	143	143	62	
3	300	280	230	230	228	288	225	225		
W środku ściany										
4	395	385	380	367	335	333	291	291	104	
5	395	357	340	285	270	270	245	245	150	
6	375	359	350	347	347	345	280	280	95	
Przy pasie podsadzkowym górnym										
7	265	256	255	235	188	187	185	185	80	
8	110	110	110	93	85	85	52	52	58	
9	225	225	220	198	193	193	170	170	55	



Rys.9. Krzywe przebiegu deformacji obudowy

geologiczne w obrębie ściany, na której przeprowadzono pomiary i obserwacje obrazuje (rys.8).

6.2. Organizacja pracy na ścianie

Urabianie węgla na ścianie (w ilości 350 t/dobę) odbywało się na pierwszej zmianie. Na zmianie drugiej (14⁰⁰ - 21³⁰) wykonuje się przekładkę, rabowanie obudowy oraz układanie pasów podsadzkowych. Na zmianie trzeciej (22⁰⁰ - 5³⁰) wykonuje się podwrebienie, a następnie wykonuje się roboty strzelnicze.

6.3. Charakterystyka pracy obudowy na ścianie wynikająca z przeprowadzonych pomiarów i obserwacji

Do obserwacji i pomiarów deformacji obudowy stalowoczkonowej wzięto osiem stojaków; w tym stojaki 1,2,3 zabudowane przy pasie podsadzkowym dolnym, stojaki 4,5,6 zabudowane w środkowym odcinku ściany oraz stojaki 7 i 8 zabudowane przy pasie podsadzkowym górnym. Do zabudowania stojaków i nadania im podpórności wstępnej użyto podciągników śrubowych. W celu ustalenia stopnia deformacji obudowy i w pewnym stopniu skał stropowych mierzone wielkości wsunięcia rdzennika od czasu zabudowania stojaka, aż do momentu jego wyrobienia. W czasie pomiarów zauważono, że największe obniżenie (wsunięcie) rdzennika następuje w ścianie po odpaleniu otworów strzałowych - co jest zgodne z poprzednio przeprowadzonymi rozważaniami. Zaś końcowe największe obniżenia stropu co wynika z tablicy 1 i rys 9 wystąpiły w środkowym odcinku ściany; natomiast najmniejsze przy pasie podsadzkowym górnym i dolnym.

7. Zachowanie się sztywnych warstw skalnych w zależności od wielkości (rozpiętości) wybranych przestrzeni, rodzaju górotworu i jego odsłonięcia oraz sposobu podparcia

Na przebieg deformacji skał stropowych w obrębie wyrobiska górniczego wpływają takie czynniki jak: wielkość przestrzeni wybranej (pustki poeksploatacyjnej) i sposób podparcia górotworu na ociosach, obudowie i poza przedziałem roboczym oraz rodzaj i wytrzymałość warstw skalnych budujących górotwór nad wybraną przestrzenią. Prędkość deformacji skał w dużym stopniu zależy również czy grube warstwy piaskowca występują bezpośrednio nad wybraną przestrzenią, czy też w pewnej odległości od stropu bezpośredniego.

Jeżeli bezpośrednio nad wybraną przestrzenią występuje gruba warstwa piaskowca to sytuację taką można przyrównać do belki obciążo-

nej ciężarem własnym oraz ciężarem nadkładu - warstw łatwo uginających się. Gdy warstwa piaskowa występuje poza warstwą stropu bezpośredniego wówczas układ taki można przyrównać do belki obciążonej ciężarem własnym. Pamiętając o omówionych wyżej możliwych sposobach obciążenia można określić maksymalne deformacje warstw skalnych górotworu nad przestrzenią wybraną np. w obrębie wyrobiska ścianowego. Maksymalna wielkość deformacji skał (tj. taka, po przekroczeniu której następuje łamanie się danej warstwy) może być osiągnięta w przypadku niewypełnienia względnie niewłaściwego wypełnienia pustki powstałej po wybraniu węgla. Wyliczenie maksymalnej deformacji warstw skalnych górotworu (choćby w sposób przybliżony) jest konieczne, jeżeli chcemy ustalić dla danych warunków górnictwo-geologicznych właściwy sposób kierowania stropem.

7.1. Maksymalne deformacje warstw górotworu dla układu górnictwo-geologicznego dającego się przyrównać do:

7.1.1. belki utwierdzonej na końcach i obciążonej ciężarem własnym (rys.10).

Pamiętając, że dla $x = 0,5 L_0$ $M_A = M_B$ - skąd maksymalny moment gnący belki obciążonej ciężarem własnym wyniesie:

$$M_{\max} = \frac{q L_0^2}{12} \quad (1.1)$$

gdzie:

$$q = \gamma \cdot h \cdot l, \quad (1.2)$$

γ - ciężar objętościowy belki (warstwy),

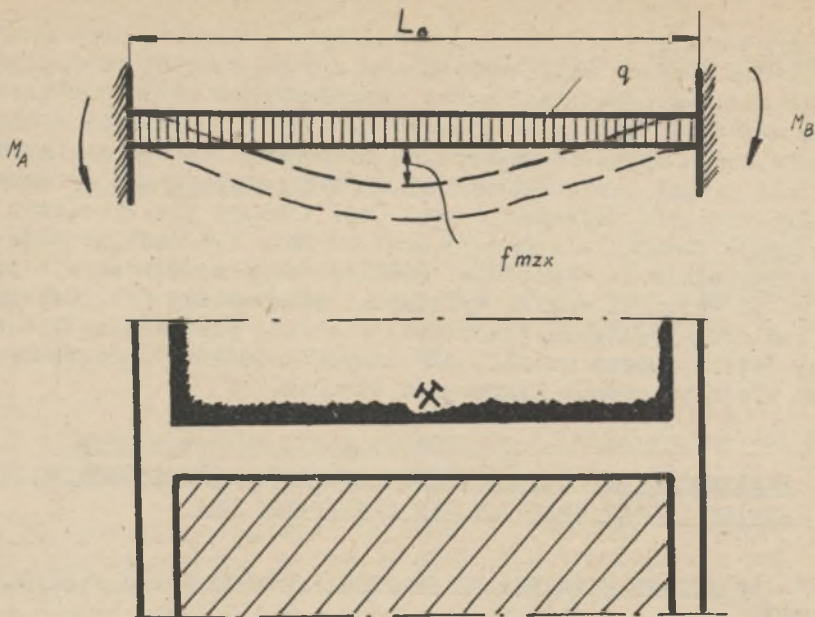
h - wysokość rozpatrywanej belki (warstwy, względnie zespołu warstw),

l - jednostka szerokości belki - branej do rozważań.

Długość belki w chwili załamania się można obliczyć porównując maksymalny moment gnący z wskaźnikiem zginania i doraźną wytrzymałością na zginanie (kg).

Otrzymamy zatem

$$\frac{\gamma \cdot h \cdot L_0^2}{12} = \frac{h^2}{6} \text{ kg} \quad (1.3)$$



Rys.10. Układ do obliczeń deformacji warstw górotworu dających się przyrównać do belki utwierdzonej na obu końcach

Po przekształceniu otrzymuje się wzór na długość warstwy (belki) w chwili załamania

$$L_0 = \sqrt{2 \frac{h \cdot kg}{\gamma}} \quad (1.4)$$

Maksymalne ugięcie (belki) warstwy dla $x = 0,5 L_0$ określa się wzo-
rem

$$f_{\max} = \frac{qL_0^4}{384EJ}$$

gdzie:

E - moduł Younga,
J - moment bezwładności; $J = \frac{h^3}{12} \cdot 1$.

Po podstawieniu do wzoru (2.1) wartości za L_0, q i J otrzymamy

$$f_{\max} = \frac{\gamma \cdot h \left(2h \frac{\text{kg}}{\gamma}\right)^2}{384 E \cdot \frac{h^3}{12}} \quad (2.2)$$

skąd

$$f_{\max} = 0,125 \frac{\text{kg}^2}{E \cdot \gamma} \quad (2.3)$$

Tablica 2

Rodzaj skały	Mięższość warstwy h (m)	Maksymalna rozpiętość belki L (m)	Maksymalne ugięcie f_{\max} (cm)
Piaskowiec	50	213,0	3,0
	20	134	
	10	94	
	1	30	
Łupek piaszczysty	50	118	0,5
	20	73	
	10	51,5	
	1	16,5	
Łupek ilasty	50	48	0,06
	20	30	
	10	21	
	1	6,7	

Przykład 1

Opierając się na wyprowadzonych wzorach (1.4) i (2.3) w tablicy 2 zestawiono liczbowe wartości maksymalnego ugięcia i maksymalnych rozpiętości dla układu górniczo-geologicznego przedstawionego na rys.10. Wartości podane w tablicy 2 wykonano dla grubości nadkła $H = 200$ m i warstw;

a) piaskowiec

- mięższość $h = 50$ m, 20 m, 10 m, 1 m,
- średnie ciężar objętościowy $\gamma = 2,2 \text{ t/m}^3$; lub $\gamma = 2,2 \cdot 10^{-3} \text{ kg/cm}^3$

- moduł Yunga $E = 1,9 \cdot 10^{+5} \text{ kG/cm}^2$,
- doraźne naprężenie na zginanie $kg = 100 \text{ kG/cm}^2$.

b) łupek piaszczysty

- miąższość $h = 50 \text{ m}, 20 \text{ m}, 10 \text{ m}, 1 \text{ m}$,
- $\gamma_{\text{śr}} = 2,2 \cdot 10^{-3} \text{ kG/cm}^3$,
- $E = 1,0 \cdot 10^5 \text{ kG/cm}^2$,
- $kg = 30 \text{ kG/cm}^2$.

c) łupek ilasty

- miąższość $h = 50 \text{ m}, 20 \text{ m}, 10 \text{ m}, 1 \text{ m}$,
- $\gamma_{\text{śr}} = 2,2 \cdot 10^{-3} \text{ kG/cm}^3$,
- $E = 0,95 \cdot 10^5 \text{ kG/cm}^2$,
- $kg = 10 \text{ kG/cm}^2$.

7.1.2. Belki utwierdzonej na końcach i obciążonej ciężarem własnym oraz ciężarem warstw łatwo się uginających

Wzory na L_0 i f są w ogólnej postaci podobne do wzorów (1.4) i (2.3) z tym, że zamiast q wstawia się postać

$$q_1 + q_2 = \gamma_0 \cdot H + \gamma \cdot h$$

gdzie:

$$q_1 = H \cdot \gamma_0,$$

γ_0 - średni ciężar objętościowy warstw nadkładu,

H - miąższość nadkładu,

$q_2 = \gamma \cdot h \cdot l$ - wielkości dotyczące rozpatrywanej warstwy stropu bezpośredniego.

Po podstawieniu wzoru na długość warstwy (belki) w chwili załamania będzie

$$M_{\text{max}} = \frac{(\gamma_0 \cdot H + \gamma h) L_0^2}{12} = \frac{h^2}{6} \text{ kg} \quad (3.1)$$

skąd

$$L_0 = \sqrt{2 \frac{h^2 \cdot kg}{\gamma_0 H + \gamma \cdot h}} \quad (3.2)$$

Maksymalne ugięcie warstwy (belki) przedstawia wzór (4.1)

$$f_{\max} = \frac{(q_1 + q_2) L_0^4}{384 E J} \quad (4.1)$$

Po podstawieniu za q_1, q_2, L_0, J

$$f_{\max} = \frac{(\gamma_0 H + \gamma h) 4h^4 kg^2}{384 E \frac{1}{12} h^3 (\gamma_0 H + \gamma h)^2} \quad (4.2)$$

skąd po uproszczeniu i przekształceniu

$$f_{\max} = 0,125 \frac{h \cdot kg^2}{E(\gamma_0 H + \gamma \cdot h)} \quad (4.3)$$

Przykład 2

Wielkości maksymalnych rozpiętości i ugięć warstwy obciążonej ciężarem własnym i nadkładem uzyskane przy pomocy wzorów (3.2) i (4.3) dla danych jak w przykładzie pierwszym podaje tablica 3.

Tablica 3

Rodzaj skały	Miażdżość warstwy h (m)	Makymalna rozpiętość belki L_0 (m)	Maksymalne ugięcie f_{\max} (cm)
Płaskowiec	50	96	0,6
	20	40,5	0,27
	10	20,7	0,14
	1	2,12	0,03
Łupek piaszczysty	50	52,0	0,14
	20	22,2	0,05
	10	11,4	0,025
	1	1,16	0,003
Łupek ilasty	50	30	0,11
	20	12,8	0,05
	10	6,5	0,03
	1	0,67	0,003

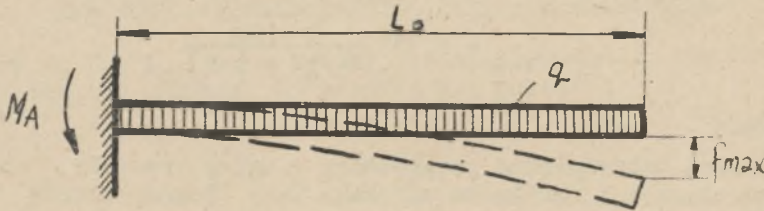
7.1.3. Belki pracującej jako wspornik i obciążonej ciężarem własnym (rys.11).

Wartość momentu maksymalnego, który występuje dla $x = L_0$ obrazuje wzór (5.1)

$$M_{\max} = \frac{1}{2} q L_0^2 \quad (5.1)$$

Po podstawieniu za $q = h \cdot \gamma$ oraz za $W = \frac{h^2}{6}$

$$M_{\max} = \frac{1}{2} q L_0^2 = \frac{h^2}{6} kg \quad (5.2)$$



Rys.11. Układ do obliczeń deformacji warstw górotworu dających się przyrównać do belki utwierdzonej w jednym końcu (belki wspornikowej)

otrzymuje się wzór na długość wspornika w chwili osiągnięcia w sporniku naprężeń równych naprężeniu doraźnemu - w zakresie granicy sprężystości.

Długość warstwy wspornikowej wylicza się wzorem

$$L_0 = \sqrt{\frac{1}{3} \cdot \frac{h^2 kg}{q}} \quad (5.3)$$

Po podstawieniu wartości za q i przekształceniu oraz uproszczeniu

$$L_0 = \sqrt{\frac{1}{3} \frac{\text{kg} \cdot \text{h}}{\gamma}} \quad (5.4)$$

Maksymalne ugięcie warstwy wspornikowej (belki wspornikowej) rys.11 określa wzór

$$f_{\max} = \frac{q L_0^4}{8 E J} \quad (5.5)$$

Postępując analogicznie jak w obliczeniach podanych w punkcie (7.1.2), (7.1.3) otrzymuje się wzór na maksymalne ugięcie warstwy (rys.11).

$$f_{\max} = \frac{\gamma \cdot h \left(\frac{1}{3} \cdot \frac{\text{kg} \cdot \text{h}}{\gamma} \right)^2 \cdot 12}{8 E h^3} \quad (5.6)$$

$$f_{\max} = \frac{1}{6} \frac{\text{kg}^2}{E \gamma} \quad (5.7)$$

Przykład 3

Wielkość maksymalnych rozpiętości i ugięć warstwy wspornikowej (rys.11) obciążonej ciężarem własnym uzyskane przy pomocy wzorów (5.4) i (5.7) dla danych jak w przykładzie 1 podaje tablica 4.

7.1.4. Belki (warstwy) pracującej jako wspornik i obciążonej ciężarem własnym oraz ciężarem warstw łatwo się uginających.

Dla warstwy (belki) pracującej jako wspornik (rys.11) obciążonej ciężarem własnym i ciężarem nadkładu zbudowanego ze skał łatwo się uginających można napisać wzór na moment maksymalny w postaci (6.1)

$$M_{\max} = \frac{1}{2} (q_1 + q_2) L_0^2 \quad (6.1)$$

Tablica 4

Rodzaj skały	Miąższość warstwy h (m)	Maksymalna rozpiętość belki L (m)	Maksymalne ugięcie f_{\max} (cm)
Piaskowiec	50	87	4,0
	20	55	
	10	39	
	1	12,0	
Łupek piaszczysty	50	48	0,7
	20	30	
	10	21	
	1	6,7	
Łupek ilasty	50	27	0,07
	20	17	
	10	12	
	1	3,8	

Postępując analogicznie jak w przykładzie 2 otrzymamy postać

$$M_{\max} = \frac{1}{2} (\gamma_0 H + \gamma h) L_0^2 = \frac{h^2}{6} \text{ kg} \quad (6.2)$$

skąd

$$L_0 = \sqrt{\frac{1}{3} \cdot \frac{h^2 \cdot \text{kg}}{\gamma_0 H + \gamma h}} \quad (6.3)$$

Maksymalne ugięcie warstwy (belki) wspornikowej; określa się za pomocą wzoru

$$f_{\max} = \frac{(q_1 + q_2) L_0^4}{8 E J} \quad (7.1)$$

$$f_{\max} = \frac{(\gamma_0 H + \gamma h) \left(\frac{1}{3} \frac{h^2 \text{ kg}}{\gamma_0 H + \gamma h} \right)^2 \cdot 12}{8 E \cdot h^3} \quad (7.2)$$

Po przekształceniu i uproszczeniu wzór (7.2) przyjmie postać

$$f_{\max} = 0,166 \frac{h \cdot \text{kg}^2}{E(\gamma_0 H + \gamma h)} \quad (7.3)$$

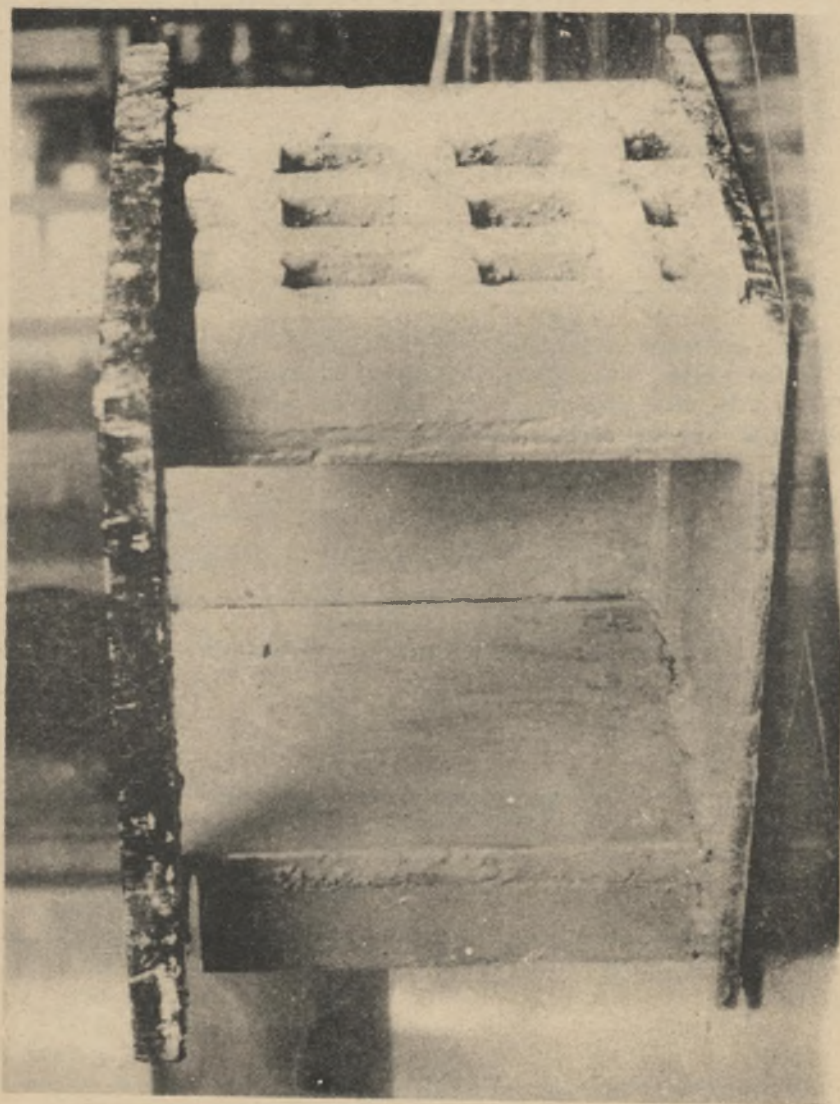
Przykład 4

Wielkości maksymalnych rozpiętości i ugięć (belki wspornikowej) warstwy wspornikowej obciążonej ciężarem własnym i warstwami nadkła-
du - uzyska się przy pomocy wzorów podanych w pracy (6.3), (7.3);
dla danych jak w przykładzie 1 zestawiono w tabelicy 5.

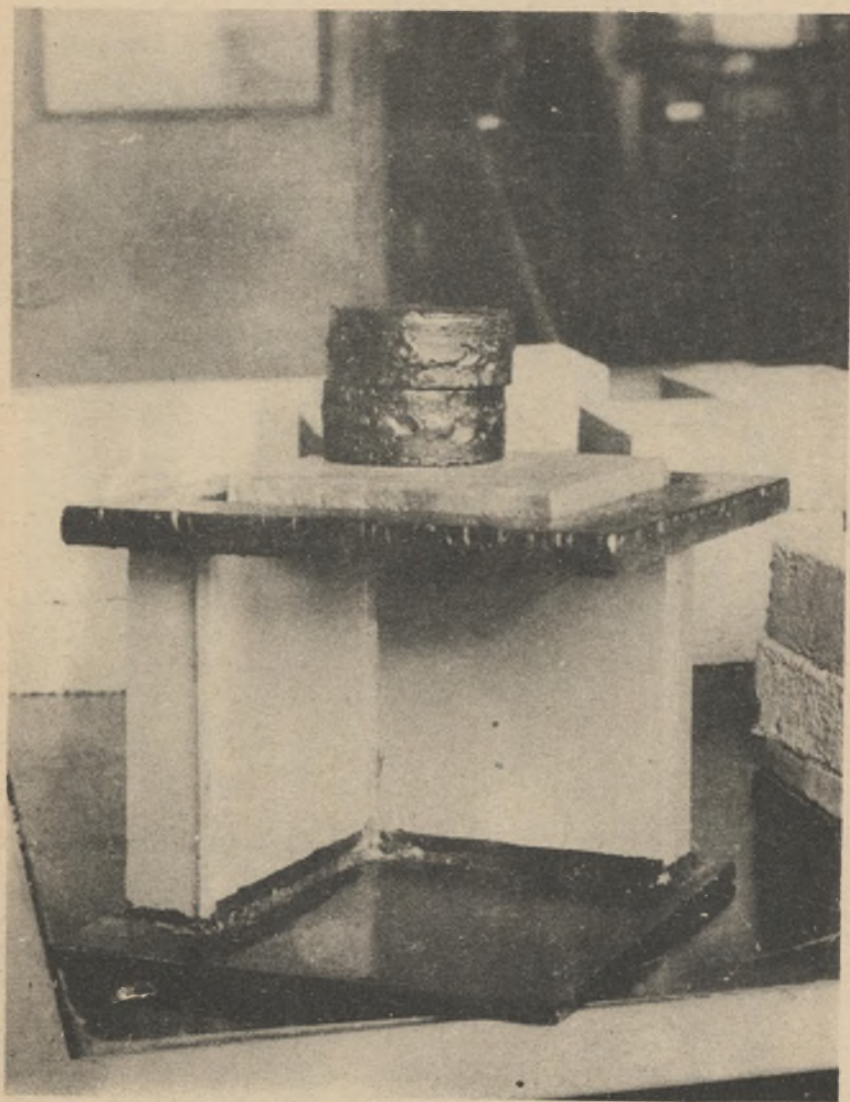
Tablica 5

Rodzaj skały	Mięgkość warstwy h (m)	Maksymalna rozpiętość belki L (m)	Maksymalne ugięcie f_{\max} (cm)
Piaskowiec	50	12,9	0,82
	20	1,84	0,40
	10	0,9	0,19
	1	0,12	0,02
Łupek piaszczysty	50	2,3	0,151
	20	0,88	0,068
	10	0,47	0,034
	1	0,047	0,0038
Łupek ilasty	50	1,3	0,017
	20	0,55	0,007
	10	0,28	0,0034
	1	0,028	0,00039

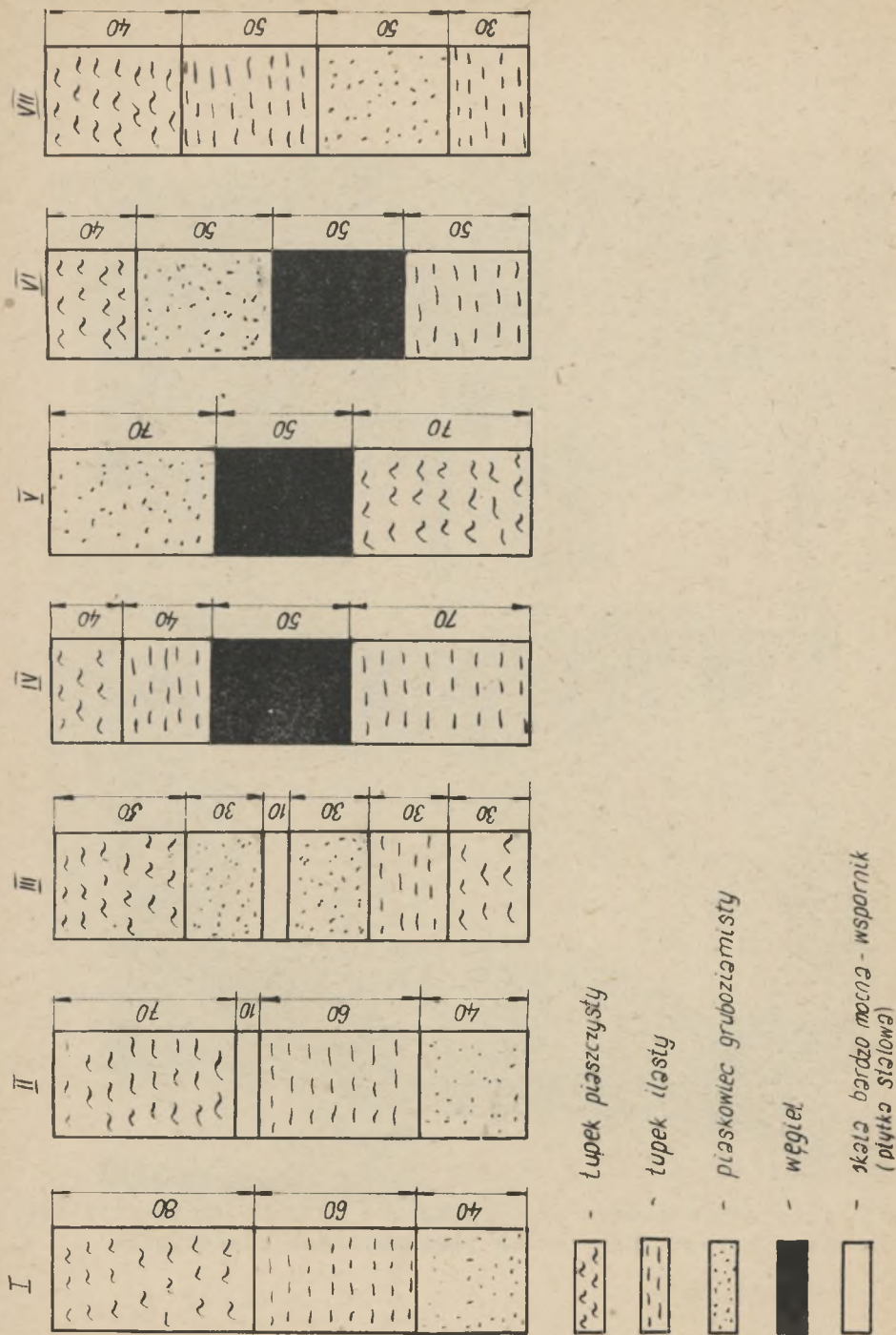
Zjawiska zachodzące w górotworze można prześledzić również w oparciu o badania modelowe. Deformowanie się warstw górotworu oprócz poprzednio wymienionych czynników uzależnione jest również od stopnia odsłonięcia górotworu.



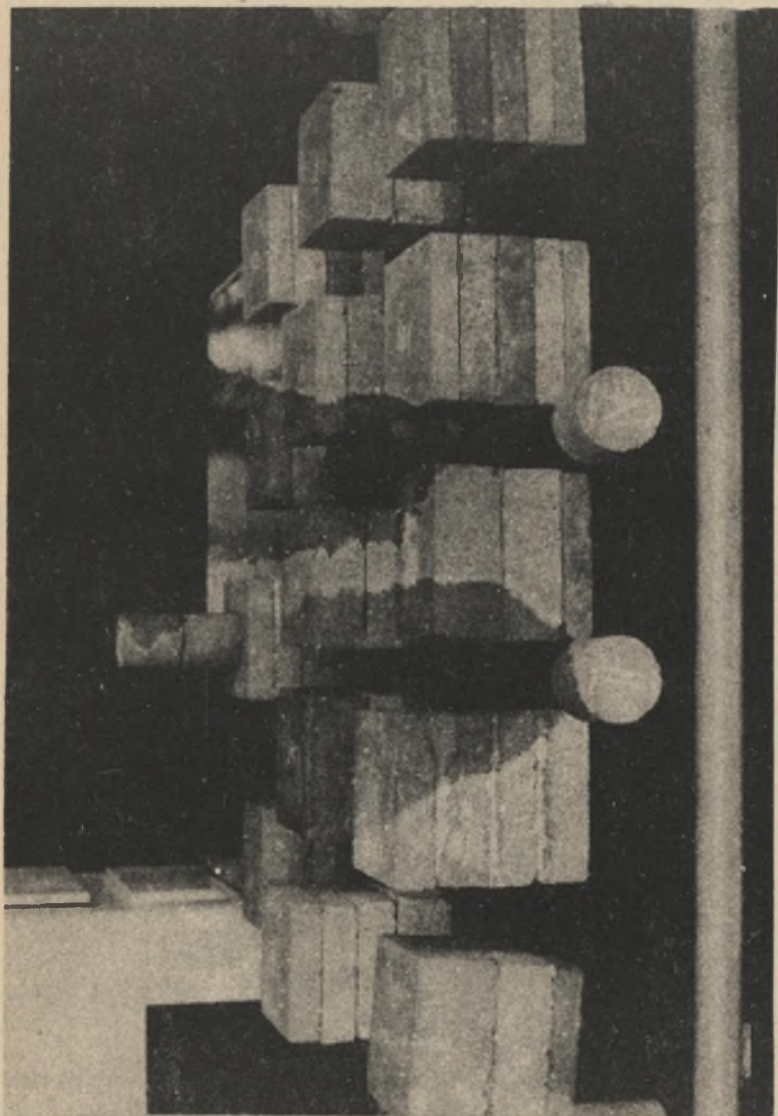
Rys.12. Przyrząd, w którym przeprowadzono badania zachowania się warstw górotworu przy jednej płaszczyźnie odsłonięcia



Rys.13. Przyrząd, w którym przeprowadzono badanie zachowania się warstw górotworu przy dwóch płaszczyznach odsłonięcia



Rys. 14. Schemat układu badanych warstw z podaniem wytrzymałości poszczególnych rodzajów warstw



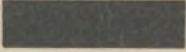
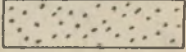
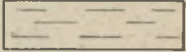
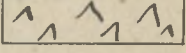
Rys.15. Widok niektórych układów warstw przed badaniem

W celu prześledzenia sposobu odkształcania się warstw przeprowadzono badania modelowe:

- a) z odsłoniętymi dwoma płaszczyznami bocznymi,
- b) z odsłoniętą jedną płaszczyzną boczną wykorzystując do tego przyrząd (rys.12, 13).

Do badań wytypowano 7 układów warstw najczęściej spotykanych w praktyce górniczej, a które pokazano na (rys.14). Warstwy do badań (rys.14, 15) modelowych zaprojektowano z betonu o wytrzymałościach podanych w tabelicy 6. W celu uzyskania dobrego przylegania warstw w badanych układach od I-VII poddawano je szlifowaniu. Po upływie

Tabela 6

Rodzaj skał	Wytrzymałość na ściskanie kG/cm ²		Użyte oznaczenia
	projektowana	z badań (średnia)	
1	2	3	4
Węgiel	120	114	
Piaskowiec gruboziarnisty	485	442	
Łupek ilasty	95	89	
Łupek piaszczysty	240	215	

okresu wiązania warstwy układano w przyrządzie (dając między nie cienką warstwę gipsu) zgodnie z poprzednio przyjętymi układami. W czasie badania układów warstw przy dwóch płaszczyznach odsłonięcia obserwowano stopniową deformację warstw pod i nad warstwą wspornikową (rys.16), a następnie powolną deformację warstwy wspornikowej i blokowe łamanie się warstw nad warstwą wspornikową (rys.17). Górotwór przy jednej płaszczyźnie odsłonięcia ulega znacznie mniejszym deformacjom, w tym samym czasie co przy badaniach przy dwóch płaszczyznach odsłonięcia. Podobnie jak przy poprzednich badaniach obserwowano (zależnie od rodzaju skał i układu warstw) deformację warstw pod i nad warstwą wspornikową, przy równoczesnym odkształcaniu się warstwy wspornikowej co można prześledzić np. na układzie warstw (II układ rys.14) przedstawionych na (rys.18, 19, 20).



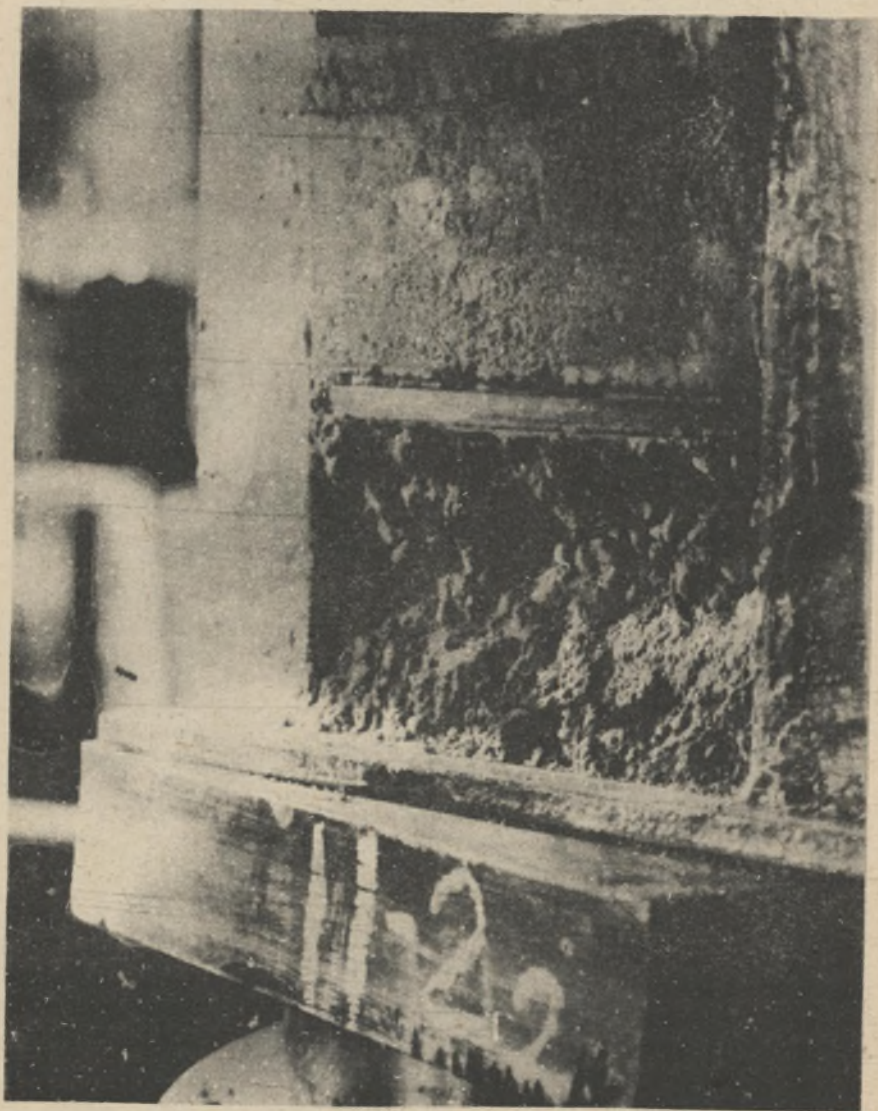
Rys.16. Początek deformacji warstw górotworu - przy dwóch płaszczyznach odsłoniętych dla układu warstw jak na rys. 14



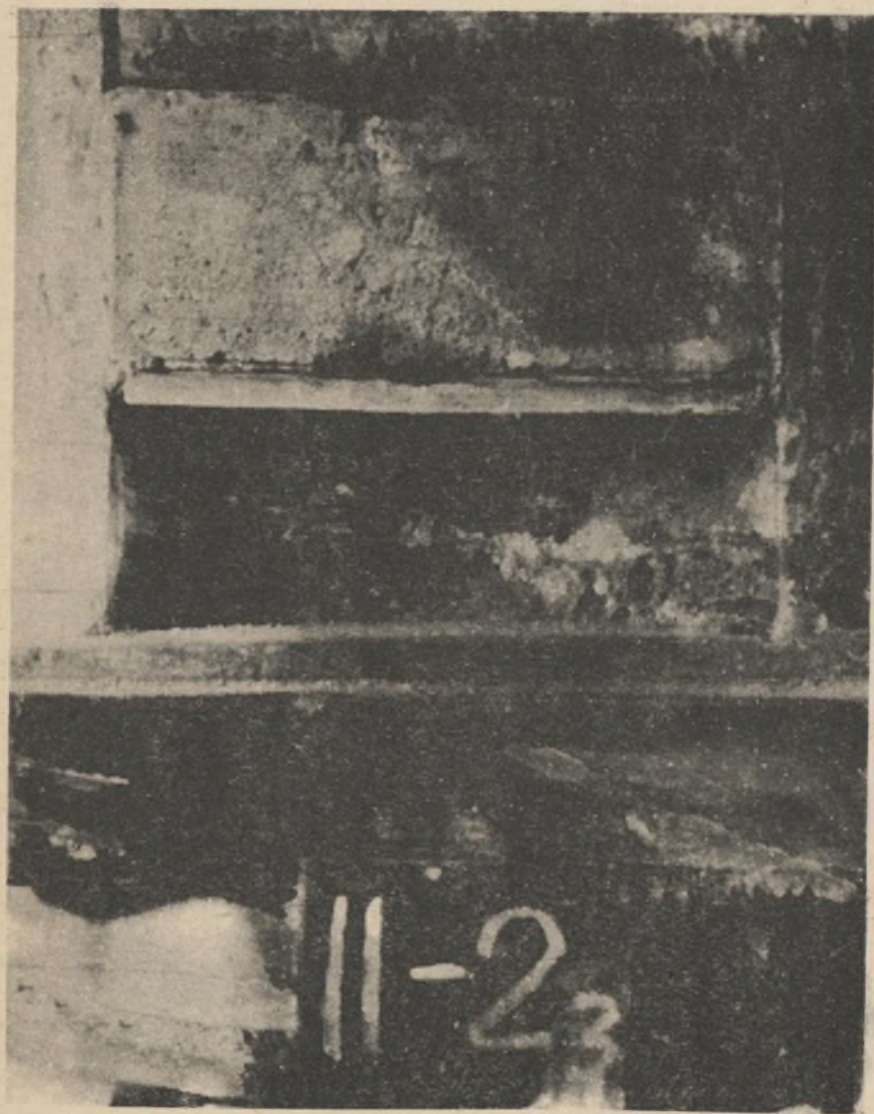
Rys.17. Deformacje warstw górotworu przy końcu badań - przy dwóch płaszczyznach odsłonięcia



Rys.18. Początkowe deformacje warstw górotworu przy jednej płaszczyźnie odsłoniętej - dla układu II (rys. 14)



Rys.19. Klinowe deformowanie się warstw pod warstwą wspornikową
- układu warstw II (rys. 14)



Rys.20. Wytworzenie się wspornika składającego się z warstwy wspornikowej i nadległej, które ulegają stopniowej deformacji

Z przeprowadzonych badań modelowych, w tej pracy podane zostały powyżej ogólne uwagi dotyczące zachowania się warstw górotworu przy jednej i dwóch płaszczyznach odsłoniętych. Szczegółowy zakres badań zachowywania się górotworu przy zmiennych ciśnieniach z podaniem za leżności σ (ϵ) będzie przedmiotem następnej pracy.

8. Wnioski

Dla zmniejszenia wypadków na ścianie spowodowanych wypadaniem odłamków skalnych (zawałów) zdaniem autora należy:

1. Dążyć do zmniejszenia szerokości podtrzymywanej obudową powierzchni stropu przez wprowadzenie coraz to odpowiedniejszych systemów wybierania i zastosowania maszyn urabiających-działających czołowo, stanowiących jedną konstrukcyjną całość z obudową przesuwną, podpierającą strop w sposób ciągły.
2. Dążyć do takiego usytuowania frontu ściany, aby szczeliny powstające z powodu załamywania się wsporników nie pokrywały się ze szczelinami naturalnymi (kliważ, płaszczyzny podzielności itp.) górotworu nienaruszonego.
3. Dążyć do wprowadzenia takiego systemu wybierania, aby impulsy z powodu odrywu bloków skalnych (powodujących zmiany ciśnienia górniczego) były jak najmniejsze, czyli aby długości wsporników tworzących się w czasie wybierania węgla były jak najmniejsze.
4. Dążyć do urabiania bez wrębu - za pomocą mechanicznego czołowego zwiercania lub odrywania małymi kawałkami - względnie do zastosowania takiego sposobu strzelania, aby siła wybuchu nie wywierała działania poza określoną długość zabioru w obrębie przedziałów roboczych co w dużym stopniu podnosi bezpieczeństwo pracy w wyrobisku.
5. Dążyć do stałego polepszenia stawiania obudowy, typów i konstrukcji dotychczasowych - w myśl wytycznych podanych przez autora, względnie dopierać je każdorazowo dla warunków naturalnych i organizacyjnych; aby współpraca "obudowa-górotwór" była optymalna (jednostajne osiadanie stropu jako jednej całości, bez możliwości indywidualnego wypadania bloków i odłamków skalnych).
6. Dążyć do przejścia na systematyczne ciągłe rabowanie obudowy i osiadanie stropu.
7. Stosować takie systemy eksploatacji, konstrukcje i rodzaje obudowy, które nie dopuszczają do deformacji skał stropowych. Warstwy skalne jak wynika z wielkości podanych w tablicach

2, 3, 4, 5 już przy niewielkich deformacjach odkształcają się trwale, stwarzając tendencje do łamania się i wypadania skał do przestrzeni roboczej.

LITERATURA

- [1] Awierszin S.G.: Gornoje udary, Ugletechnizdat, 1955 r.
- [2] Borecki M.: Warunki współpracy z górotworem i zasady obliczania obudowy ścianowej. Drogi postępu w górnictwie. PWN, Warszawa 1956 r., t.I.
- [3] Borecki M., Biliński A.: Badanie ciśnienia górotworu w kopalniach górnośląskich. Przegląd Górniczy nr 12, 1957 r.
- [4] Borecki M., Radowicki T.: Górnico-techniczna charakterystyka hydraulicznej obudowy kroczącej GIG-4, Przegląd Górniczy nr 10 1962 r.
- [5] Budryk W.: Eksploatacja złóż, Katowice 1952 r.
- [6] Borisow A.A.: Nowyje metody rasczjota sztangowej krepki, Gosgortechizdat 1962.
- [7] Kidybiński A.: Określenie własności wytrzymałościowych górotworu w drodze wykorzystania obserwacji modelowych. Przegląd Górniczy nr 12, 1962 r.
- [8] Kidybiński A.: Wpływ lupności skał na przejawy ciśnienia górotworu. Przegląd Górniczy nr 1, 1962 r.
- [9] Korman S.: Stan napięcia w górotworze pod wybranym pokładem. Archiwum Górnictwa T.II zeszyt 3, 1957 r., T.III z.2, 1958 r.
- [10] Neyman B.: Przyczyny powstawania tapani i sposoby ich zwalczania. Wiadomości Górnicze 1953 r. nr 3.
- [11] Parysiewicz W.: Okresowe seryjne tapania. Przegląd Górniczy nr 11, 1951 r.
- [12] Parysiewicz W.: Tapania w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym. Praca Zbiorowa Komunikat GIG nr 145, Katowice 1953 r.
- [13] Saustowicz A.: Mechanika górotworu, Katowice 1951 r.

- [14] Saustowicz A.: Wstrząsy podziemne jako skutek naruszenia równowagi sił w spągu pokładu. Przegląd Górniczy nr 11, 1949 r.
- [15] Saustowicz A., Matuszewski J.: Istota i przyczyny występowania tapani w górnictwie węglowym. Przegląd Górniczy 1962 r.
- [16] Znański J.: Kryteria powolnego i gwałtownego zruszenia się śródowiska do wyrobiska. Komunikat GIG nr 250, 1960 r.

BETRACHTUNGEN ÜBER DIE GRÜNDE DER GEBIRGSSCHICHTENBRÜCHE
IM ABBAUORT (STREB.)

Zusammenfassung

Im diesen Aufsatz wurden Parameter analysiert, die auf Deformationen und auf Bruch der Gebirgsschichten im Abbauort Einfluss haben. Ferner wurden auch Ergebnisse, der auf Grube "Wieczorek" durchgeführten Messungen und Ergebnisse eigener Modelluntersuchungen, dargestellt. Auf rechnerischem Wege ergab sich, dass die Gebirgsschichten nur im kleinen Mass den Deformationen gegenüber nachgiebig sind. Aus diesem Grunde, wird es bei weiteren Mechanisierung im Streb für die Sicherheit der Bergleute günstig sein, einen Ausbau - wie auf dem Schema 7 gezeigt - anzuwenden.

THE ANALYSIS OF CAUSES OF PLUCKING ROCKS IN THE BROWS
OF ROCK PLACES

Summary

During the work in the mine there was made the analysis of parameters which have the influence on the deformation, and the tearing away of the vein rocks in the browrobs. It were given at the same time the results of the own observation taken from the investigation of models, and measurements made in the mine Wieczorek. It was accanted that the veins of rocks are little accessible on a deformation, and there are for assuring of the safety for the crew making the farther progress of mechanization of the face work is very useful applying of timbers frames Like it is shown on the schem N^o 7.