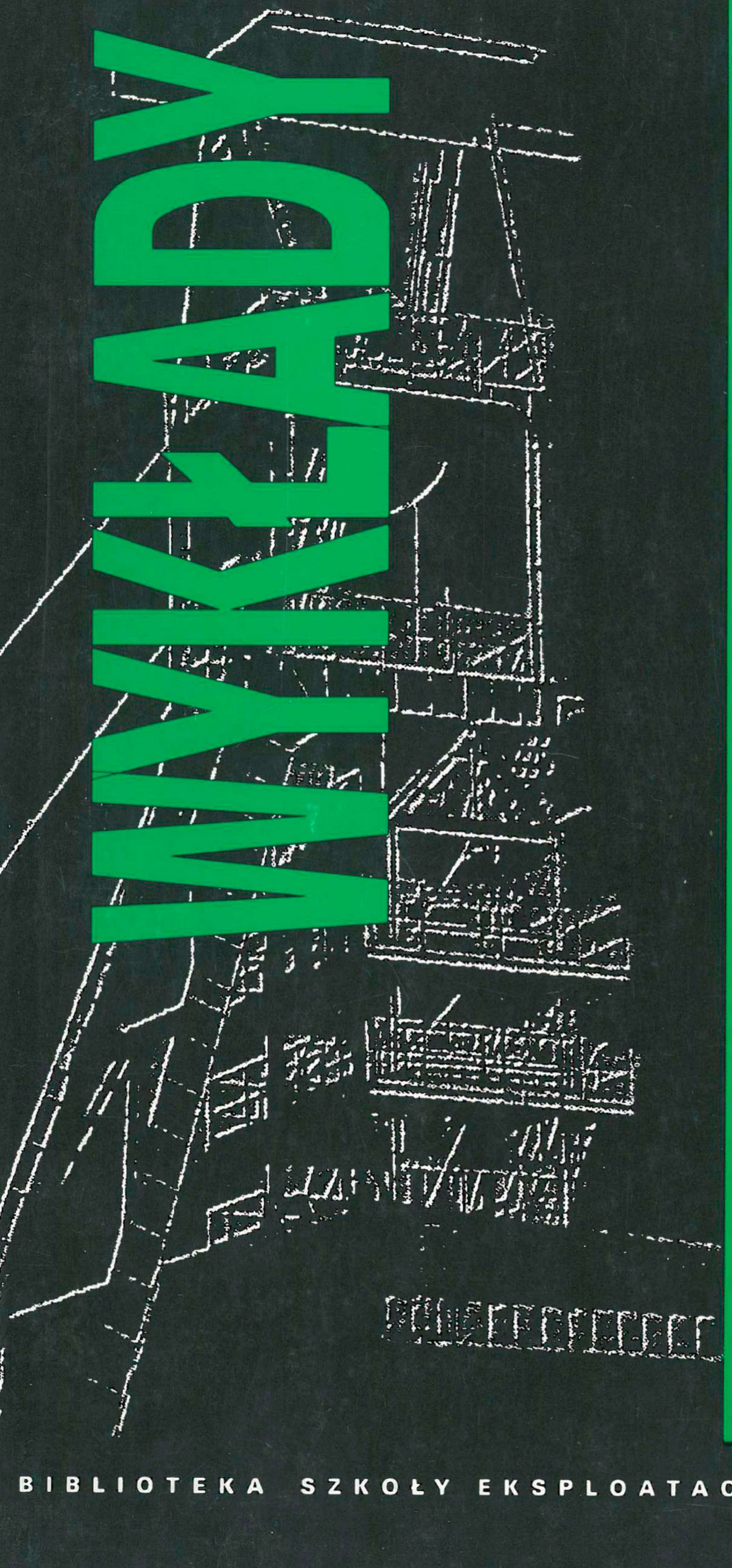
NR 5



KONSTANTY UNRUG

ZASADY DOBORU OBUDOWY KOTWIOWEJ W STADIUM PROJEKTOWANIA KOPALNI ORAZ PRAKTYCZNE METODY OCENY OBUDOWY KOTWIOWEJ W STADIUM UDOSTĘPNIANIA

BIBLIOTEKA SZKOŁY EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

Patron
Jubileuszowego wydania
Materiałów Konferencyjnych SEP
1992-2021

KGHM
POLSKA MIEDŹ

SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

KONSTANTY F. UNRUG

ZASADY DOBORU OBUDOWY KOTWIOWEJ W STADIUM PROJEKTOWANIA KOPALNI ORAZ PRAKTYCZNE METODY OCENY OBUDOWY KOTWIOWEJ W STADIUM UDOSTĘPNIENIA

Szkoła Eksploatacji Podziemnej

Jastrzębie Zdrój, 28 luty—4 marzec 1994

BIBLIOTEKA SZKOŁY EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

SERIA WYKŁADY NR 5

ADRES KOMITETU REDAKCYJNEGO
Szkoła Eksploatacji Podziemnej
ul. Wybickiego 7
31-261 Kraków
tel./fax (0-12) 36-12-24
fax 36-35-24

Druk publikacji wykonano na podstawie tekstów dostarczonych przez Autora

Wszelkich informacji dotyczących materiałów udziela Komitet Redakcyjny

ISBN 83-86286-04-0

ADRES WYDAWNICTWA
Wydawnictwo — CPPGSMiE PAN, Kraków 1994
31-261 Kraków, ul. Wybickiego 7, CPPGSMIE PAN

ZASADY DOBORU OBUDOWY KOTWIOWEJ W STADIUM PROJEKTOWANIA KOPALNI ORAZ PRAKTYCZNE METODY OCENY OBUDOWY KOTWIOWEJ W STADIUM UDOSTĘPNIENIA

KONSTANTY F. UNRUG

Zasady doboru obudowy kotwiowej w stadium projektowania kopalni oraz praktyczne metody oceny obudowy kotwiowej w stadium udostępnienia

1. Wstęp

Obudowę kotwiową zaczęto wprowadzać w górnictwie amerykańskim w latach czterdziestych, a z końcem lat pięćdziesiątych była ona już podstawową obudową stosowaną w przemyśle węglowym. Jej wprowadzeniu towarzyszył ogromny wzrost wydajności pracy, a także poprawa bezpieczeństwa w kopalniach ze względu na zmniejszenie obwałów stropu i zmniejszenie wypadkowości.

Elementem ułatwiającym wprowadzenie obudowy kotwiowej był fakt, że w górnictwie amerykańskim występują płaskie stropy i że dzięki poziomo zalegającym pokładom rozcinka złoża wykonywana była wyłącznie w węglu. Ponieważ górnictwo amerykańskie nigdy nie było upaństwowione, ani chociażby subwencjonowane przez państwo, musiało ono zachować bardzo ścisłą dyscyplinę w dziedzinie kosztów produkcji. Jednym z rezultatów tego jest między innymi unikanie wykonywania kosztownych wyrobisk kamiennych.

Nie bez znaczenia był tu jeszcze jeden istotny element psychologiczny. Obudowa kotwiowa zapewniała oczywiste polepszenie warunków pracy i bezpieczeństwa, zwłaszcza w porównaniu z obudową drewnianą w postaci indywidualnych stojaków. Mniejsze były zatem sprzeciwy górników wobec obudowy kotwiowej niż w Europie, gdzie stalowa obudowa łukowa wydaje się być solidniejsza od „niewidzialnej" obudowy kotwiowej. Elementy psychologiczne niestety biorą zwykle górę nad racjonalnymi, co nie wydaje się ulegać zmianie mimo postępu w nauce i technologii, dlatego też muszą one być brane pod uwagę. Odpowiednie szkolenie załogi jako akcja promocyjna dla każdej nowej technologii jest koniecznym elementem jej planowania i warunkiem jej sukcesu. Amerykańskie Biuro Górnicze było zaangażowane w promocje obudowy kotwiowej, która szybko stała się bardzo popularna z racji swych zalet. Podziemna eksploatacja węgla była zdominowana przez systemy komorowo-filarowe z pozostawianiem lub z rabowaniem filarów. Nawet obecnie ciągle około 70% produkcji pochodzi z robót prowadzonych tą metodą i około 30% z eksploatacji ścianowej. Wydajność pracy we współczesnej metodzie komorowo-filarowej wynosi 3 t/roboczo-godzinę. W metodzie ścianowej wydajności są wyższe, jednak znacznie poważniejsze są także nakłady kapitałowe i wymagane rezerwy o znacznych rozmiarach bez zaburzeń i ograniczeń w postaci otworów wiertniczych itd. W eksploatacji komorowo-filarowej obudowa ko-

twiowa stanowi podstawę jej wydajności, pozostając jednak ciągle także jej głównym czynnikiem ograniczającym.

2. Problemy mechaniki górniczej odnoszące się do obudowy kotwiowej

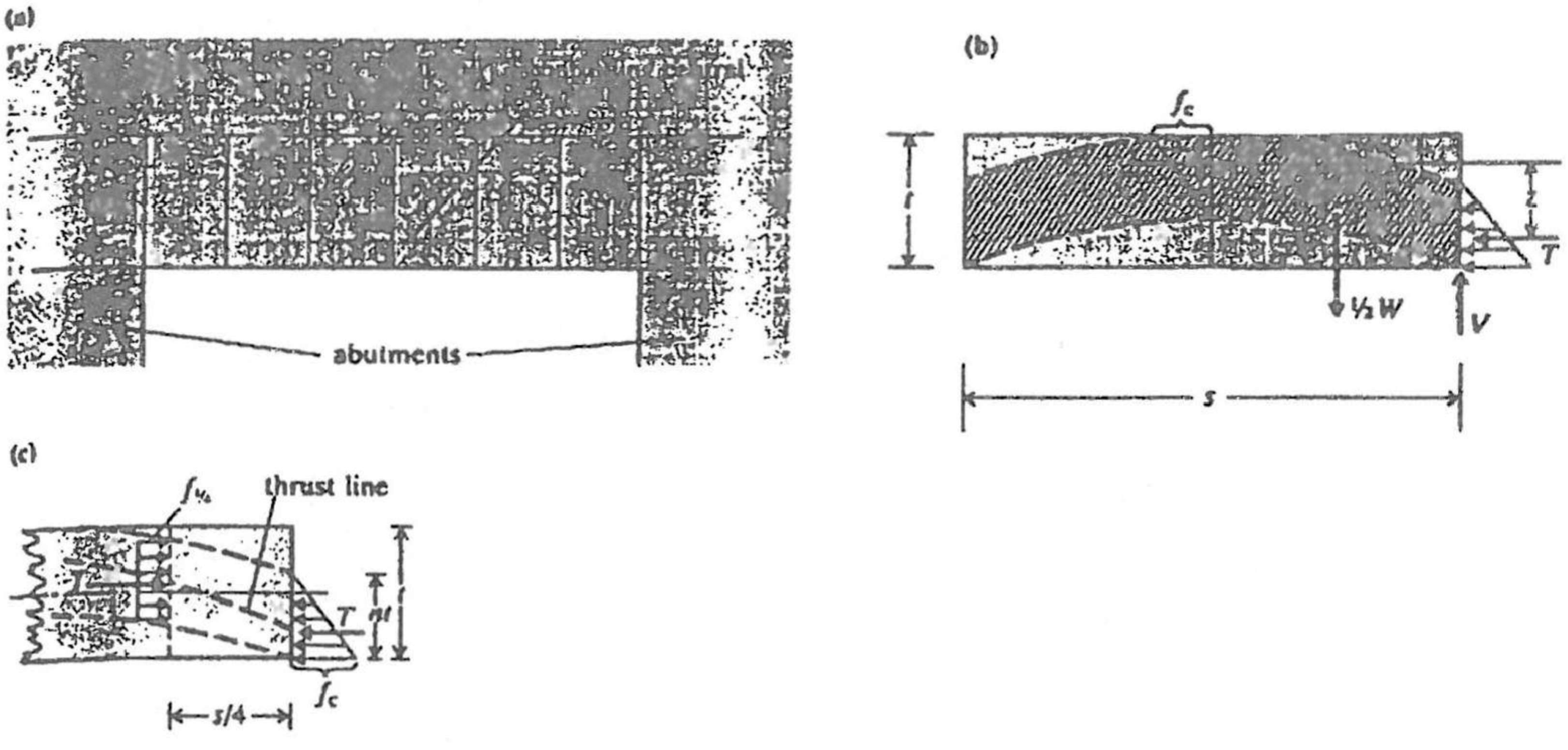
Stabilność wyrobisk podziemnych zależy od stopnia wytężenia skał i efektywności obudowy. Kształt wyrobisk w odniesieniu do cech geologicznych, takich jak uwarstwienie i rozkład pęknięć, ma także poważne znaczenie.

Rozważmy zatem pierwszy element wytężenia zależny od koncentracji naprężeń wokół wyrobiska. Pomiary naprężeń *in situ* wykazały, że pierwotne naprężenia poziome w kopalniach węgla są zwykle dwukrotnie wyższe od naprężeń pionowych (rys. 1). Wśród szeregu przyczyn tego stanu naprężeń wysuwają się na czoło procesy tektoniczne i erozyjne, odciążające tylko naprężenia pionowe, podczas gdy naprężenia poziome pozostają nie zmienione. Rozkład naprężenia poziomego ma kształt elipsy o osiach wyznaczonych przez naprężenia maksymalne i minimalne. Ponieważ naprężenie pionowe jest mniejsze w zakresie głębokości do około 1000 metrów (gdzie zaczyna się ono zbliżać wartością do naprężeń poziomych), najlepszym kształtem wyrobisk jest elipsa „leżąca poziomo". Wpisując do tej elipsy prostokąt, otrzymujemy kształt wyrobiska, który w USA jest stosowany do największych głębokości, rzędu 1000 m.

Rys. 1 Kierunki maksymalnych naprężeń poziomych w USA

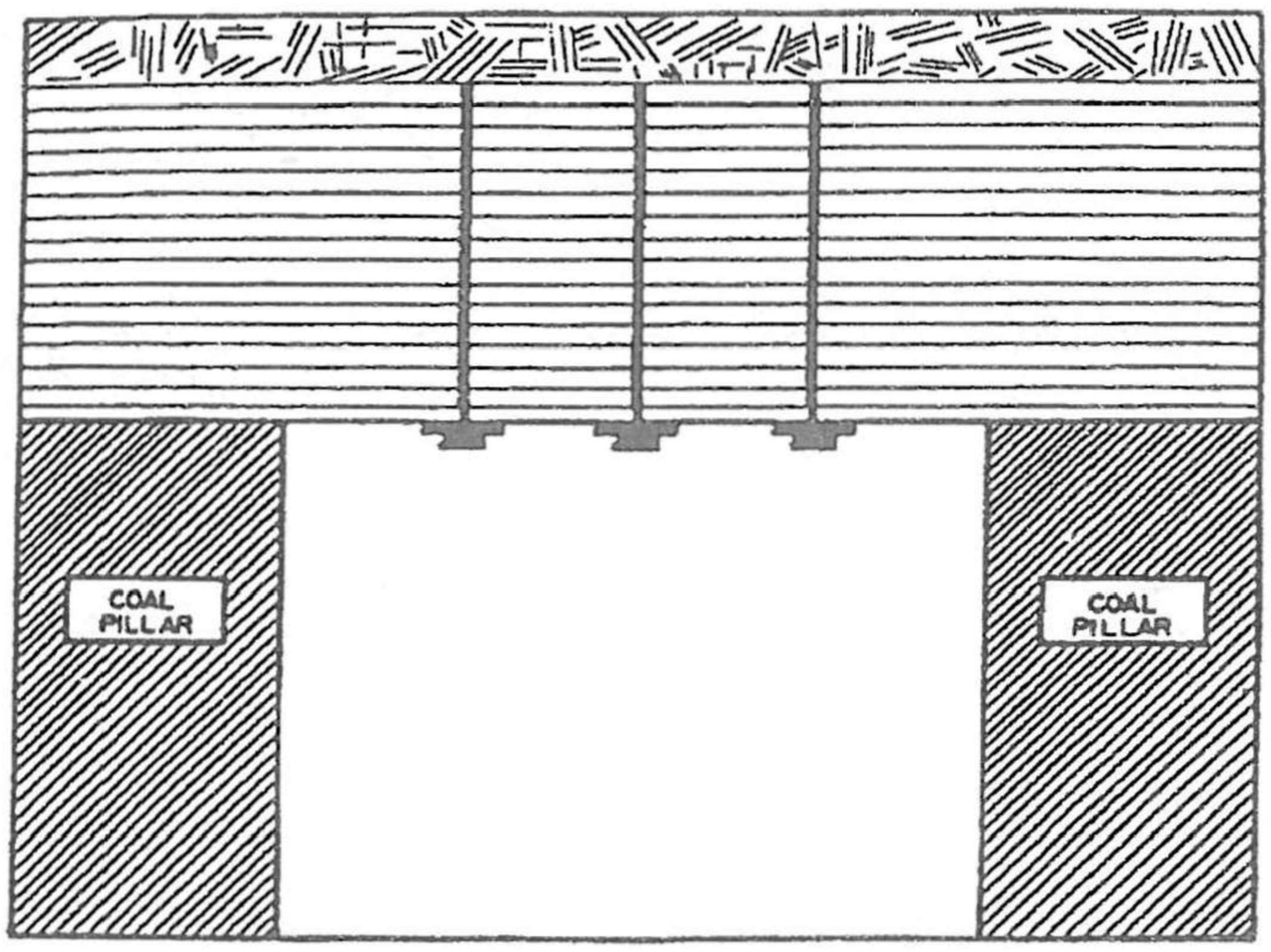
Przez wycinanie wyrobisk w węglu poziome naprężenie w filarach zostaje odprężone, pozostając jednak w warstwach stropowych i spągowych, gdyż ciągłość tych warstw nie

pozwala na odprężenie. Naprężenie poziome wpływa korzystnie na stabilność stropu przez zmniejszenie stref rozciągających przy zginaniu belki (płyty) stropowej. Jest to także korzystne w stropach o pęknięciach pionowych (zwykle powstałych w rezultacie zginania), gdyż tworzą się „liniowe łuki" (linear arches), w których bloki stropowe klinują się. Stabilność takich elementów zależy od wytrzymałości na ściskanie skały w punktach kontaktowych (rys. 2).



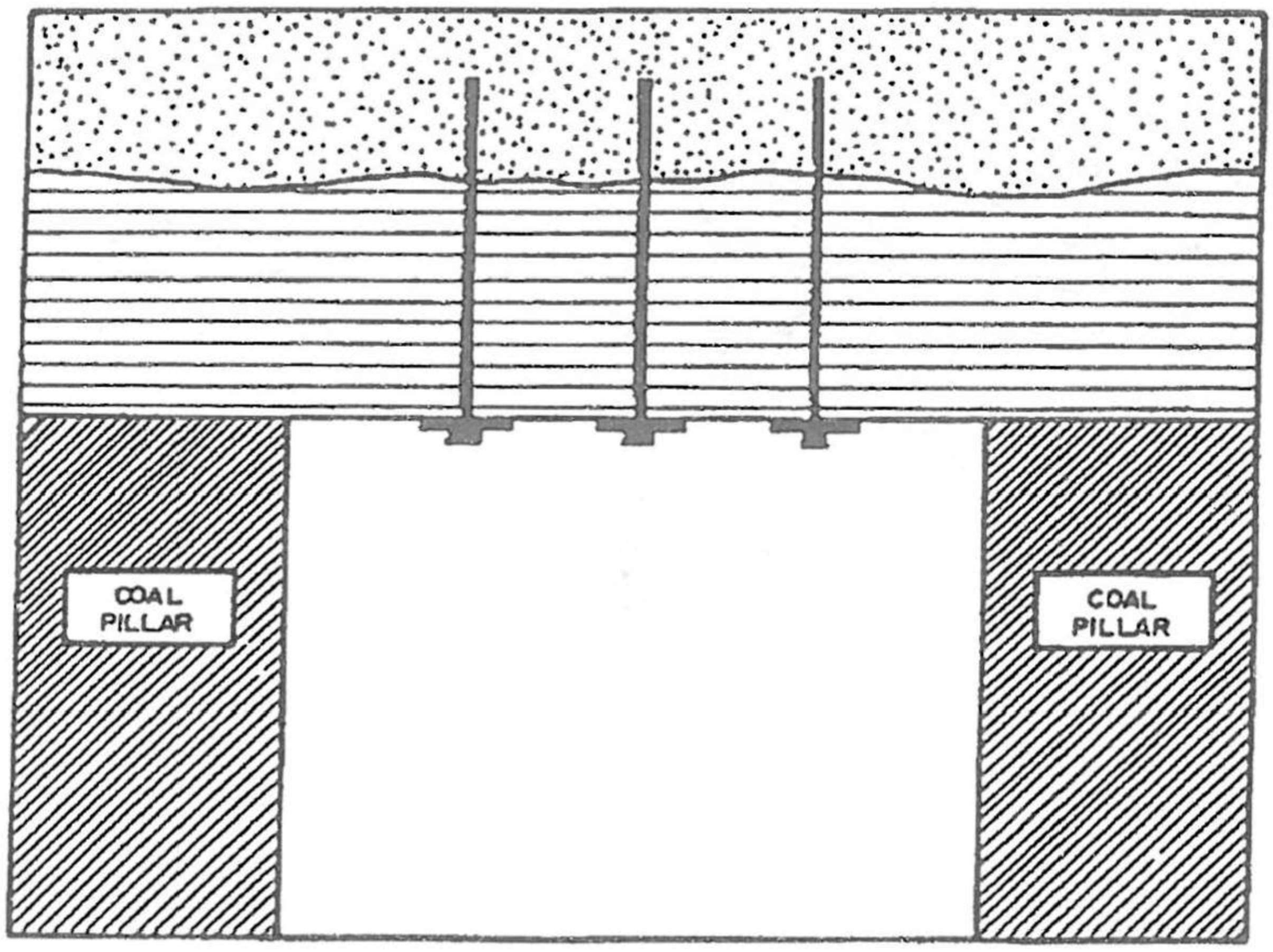
Rys. 2. Geometria łuku liniowego w stropie z pęknięciami pionowymi

W skałach osadowych, zalegających poziomo lub z małym nachyleniem, płaski strop z zastosowaniem obudowy kotwiowej pozwala na tworzenie belki warstwowej (rys. 3). Naciąg kotwi wprowadza pożądane naprężenie prostopadłe, zwiększające tarcie w płaszczyznach podzielności.

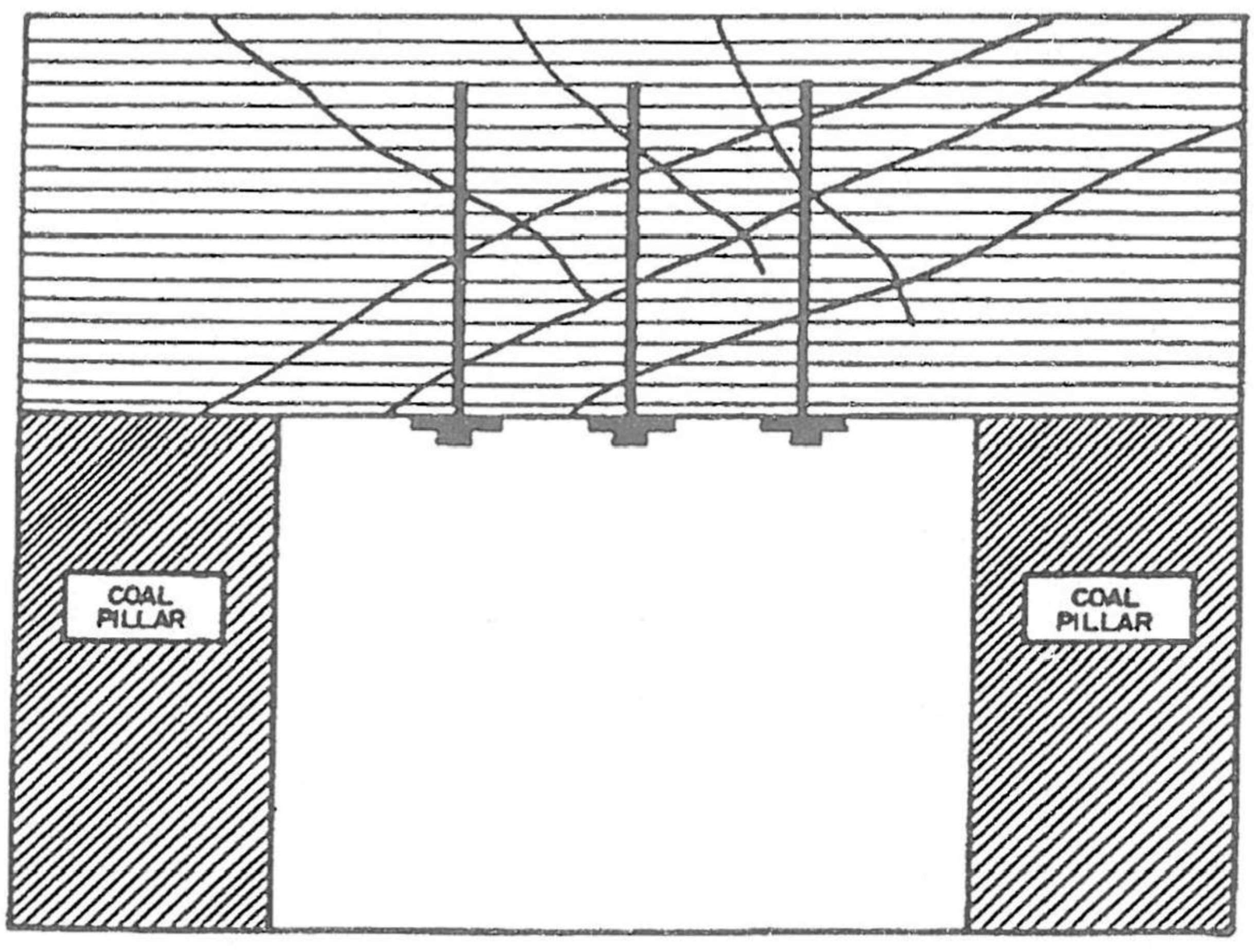


Rys. 3. Kotwie sprężone zwiększające tarcie pomiędzy warstwami stropu

Jeśli powyżej stropu bezpośredniego znajduje się skała o większej zwięzłości, słabsze warstwy są podpinane kotwiami do tej mocniejszej warstwy znajdującej się powyżej (rys. 4). Wreszcie gdy strop jest spękany ukośnie, kotwienie zwiększa naciski normalne w tych spękaniach i powiększając tarcie utrudnia przemieszczenia styczne, poprawiając tym samym stabilność stropu (rys. 5). W sytuacji kopalnianej te zasadnicze mechanizmy stabilizacyjne występują w odpowiedniej kombinacji, uwarunkowanej budową strukturalną stropu.



Rys. 4. Zasada podpinania stropu do mocnej warstwy stropu zasadniczego



Rys. 5. Zasada klinowania spękanego stropu przez kotwie

3. Czynniki geologiczne

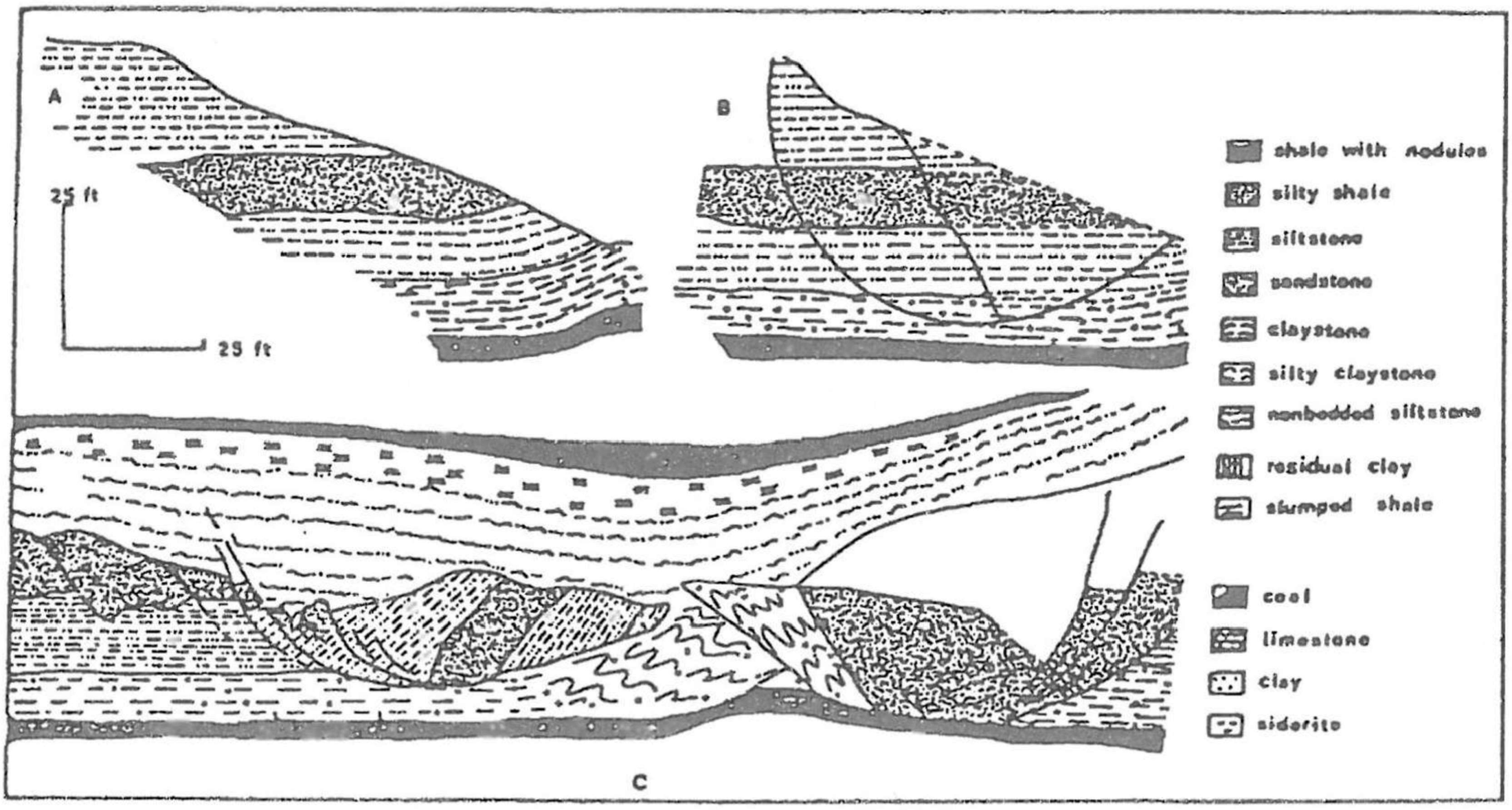
Statystyki amerykańskie wykazują, że wśród wypadków śmiertelnych spowodowanych obwałami stropu 98% spowodowanych jest miejscowymi zaburzeniami geologicznymi, a tylko 2% przekroczeniem wytrzymałości skał lub elementów obudowy. Niestety stan ten nie znajduje odzwierciedlenia w badaniach, które w znacznej większości ukierunkowane są na zagadnienia wytrzymałościowe. Dostępność analiz komputerowych z jednej strony i uciążliwość badań kopalnianych z drugiej powiększa paradoksalne zainteresowanie zagadnieniami niekiedy marginalnymi dla praktyki górniczej.

Warunki formowania się złóż węglowych, jako zależne od klimatu, były z grubsza biorąc podobne w różnych lokalizacjach geograficznych. Z tego powodu doświadczenia i obserwacje dotyczące warunków środowiskowych w czasie tworzenia osadów węgla są porównywalne w różnych polach węglowych. Porównawcze studia nad rdzeniami otrzymanymi z wierceń badawczych powinny być podstawą do prognozowania warunków górniczych. W USA szereg wyspecjalizowanych przedsiębiorstw geologicznych ma doskonałe wyniki w takim prognozowaniu, które jest podstawą projektowania robót górniczych.

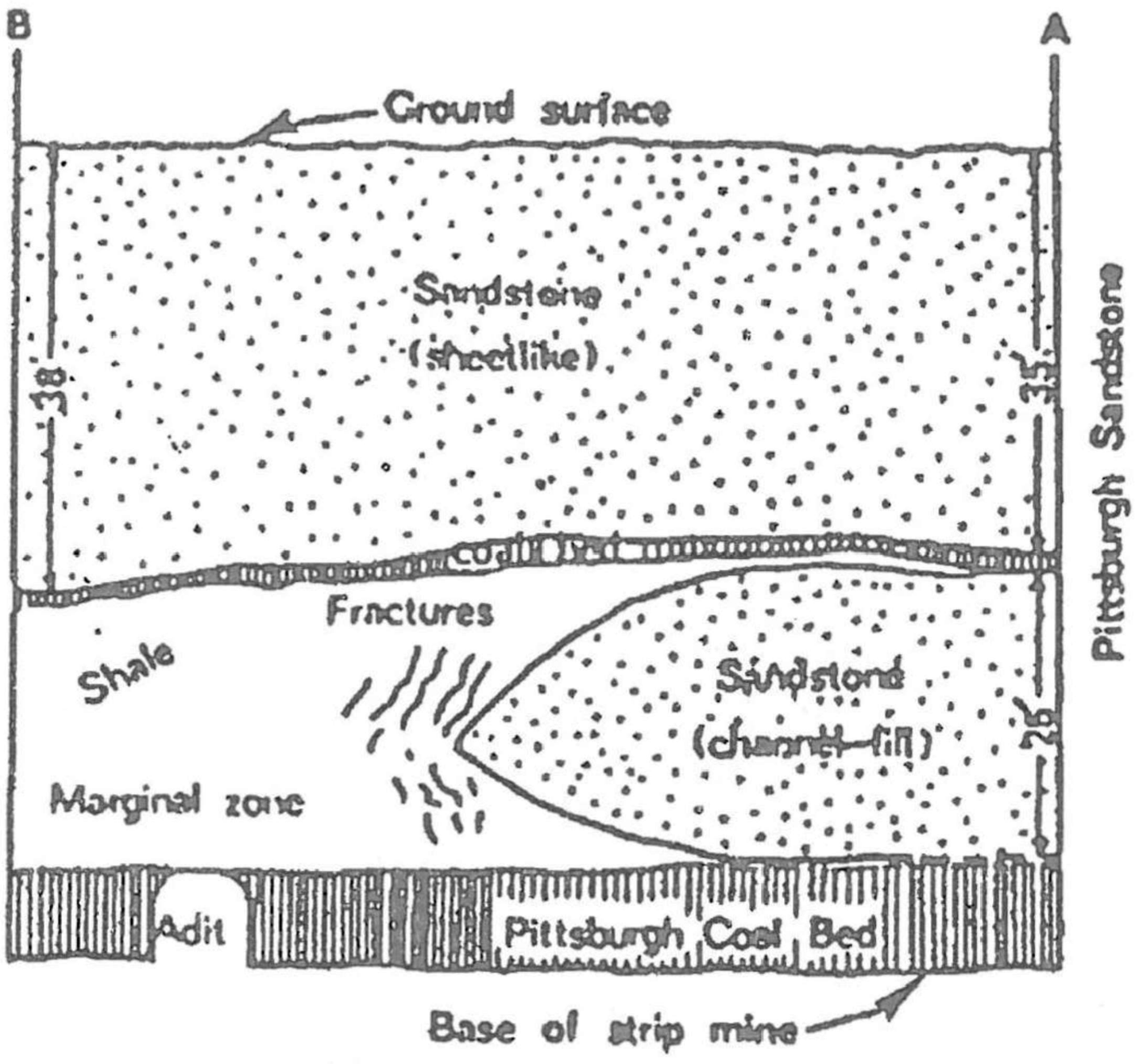
Jednym z ważniejszych elementów są efekty istnienia paleorzek, które meandrując przez paleodoliny, zmywały już uformowane pokłady, wcinając się w nie swymi korytami, lub też pozostawiały soczewki piaskowe w stropie pokładów. W procesie diagenezy tworzyły się z nich piaskowce. Wśród głównych trzech rodzajów skał karbońskich, piaskowców, pyłowców i mułowców, występują znaczne różnice w procencie kondensacji objętościowej pomiędzy materią wyjściową i utworzoną z niej skałą. Dla piaskowców różnica ta wynosi tylko 13%, podczas gdy dla mułowców i łupków stanowi 40—50%. W konsekwencji w strefach kontaktowych występowały koncentracje naprężeń i tworzyły się lustra tektoniczne w łupkach i mułowcach. Jest to znany fakt w praktyce górniczej. W takich warunkach należy się spodziewać trudności z utrzymaniem stropu (rys. 7).

Niekiedy w otworach wiertniczych obserwuje się nagłą zmianę kąta uwarstwienia. Jeśli występuje ona blisko stropu pokładu, jest to znak, że należy się spodziewać trudnych warunków stropowych. Oznacza to, że jest to miejsce paleoosuwiska, zazwyczaj wysokiego brzegu podmywanego nurtem paleorzeki. Powierzchnia, w której nastąpiło ścięcie i przemieszczenie warstw, jest rejonem o znacznie zmniejszonej spójności skał, powodującym wzrost ciśnienia (rys. 6). Powyższe przykłady przytoczone są ze względu na ich poważny wpływ na warunki stropowe. Występuje jeszcze wiele innych geologicznych zaburzeń o bardziej miejscowym znaczeniu, jak na przykład pnie paleodrzew, które łatwo wypadają ze stropu, gdyż pokryte są warstewką odspojającego się węgla i mają stożkowy kształt rozszerzający się ku dołowi i sprzyjający ruchowi w tym kierunku.

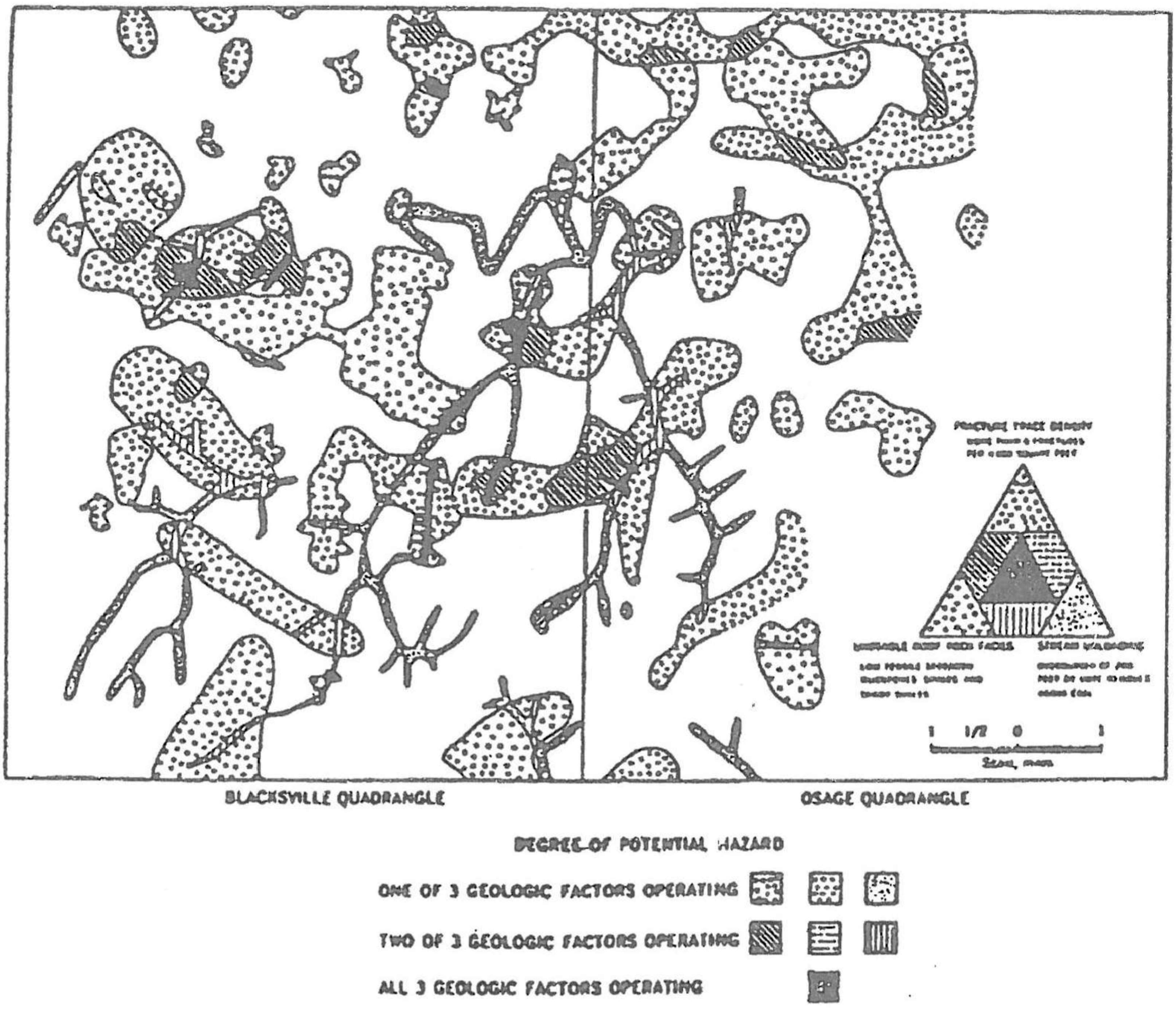
Dla planowania obudowy kotwiowej duże znaczenie ma znajomość położenia cienkich warstewek węgla, które nieraz towarzyszą pokładowi w stropie. Ponieważ węgiel ma znikomą wytrzymałość na rozciąganie, występuje duże prawdopodobieństwo rozwarstwienia w stropie na poziomie takiej warstwy. Niekiedy pokład rozwidla się i górna jego warstwa o mierzalnej grubości znajduje się w stropie w sąsiedztwie pokładu. W rozciągłości pokładu takie warunki mogą zmieniać się lokalnie, choć niekiedy ustalają się na znacznych obszarach (rys. 8).



Rys. 6. Paleoosuwisko w stropie pokładu węgla



Rys. 7. Lustra tektoniczne w mułowcach spowodowane sąsiedztwem soczewki piaskowca w stropie pokładu



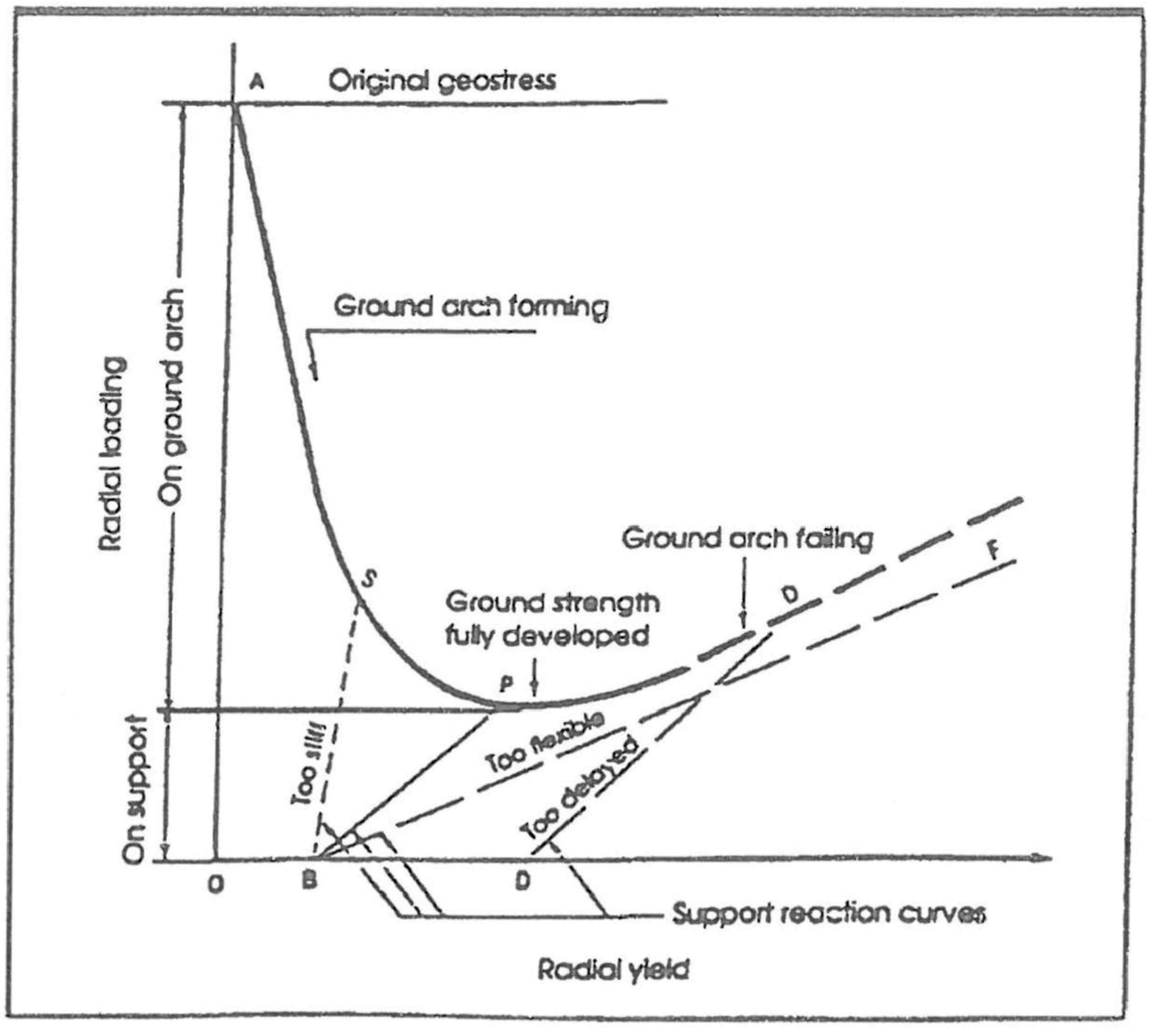
Rys. 8. Mapa pokładowa zagrożeń stabilności spowodowanej czynnikami geologicznymi

4. Warunki pracy obudowy kotwiowej

Obudowa kotwiowa stosowana jest z powodzeniem jako obudowa wyrobisk udostępniających, wolnych od ciśnień eksploatacyjnych, a także w wyrobiskach eksploatacyjnych podścianowych oraz przy rabowaniu filarów, gdzie występują ciśnienia eksploatacyjne. Liczne odmiany obudowy kotwiowej pozwalają na dostosowanie jej do szerokiego przedziału warunków spotykanych w kopalniach węgla.

Teoretyczne zasady współpracy obudowy z górotworem w ujęciu jakościowym są przedstawione na wykresie (rys. 9).

Mimo że wykres ten spotykany jest w każdej książce traktującej o zagadnieniach mechaniki górotworu i obudowy, to jednak zależność, jaką on opisuje, nie była ilościowo zbadana. W rezultacie jego przydatność jest ograniczona do jakościowego naświetlania współpracy obudowy z górotworem.



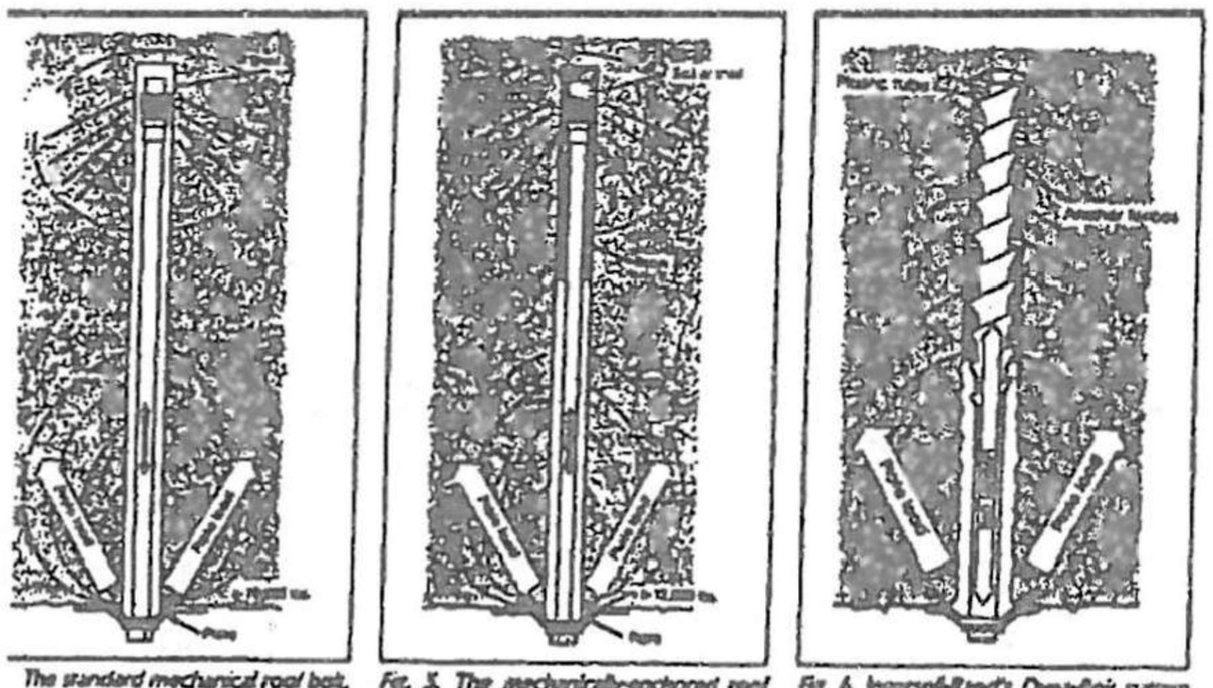
Rys. 9. Krzywa obciążenia wyrobiska jako funkcja deformacji radialnej i współpracy z obudową

Praktyka górnicza udowodniła, że im trudniejsze warunki stropowe, tym wcześniej powinna być instalowana obudowa kotwiowa. Z tego powodu pewne kombajny typu „continuous miner" mają zainstalowane kotwiarki umożliwiające kotwienie w odległości 50 cm od przodka. Dobrym przykładem zastosowania tej zasady jest także skuteczność „nowej austriackiej metody tunelowej". Jak wiadomo, stosuje się w niej beton natryskowy na przodku, celem najwcześniejszego zahamowania przemieszczenia skały. Prowadzone są prace rozwojowe nad kotwieniem ukośnym przed przodkiem, tak aby odsłaniany strop był już wstępnie zabezpieczony.

Pogląd autora ustalony w ciągu lat studiów na temat ciśnienia dynamicznego, które powinno ulec odprężeniu tak, aby wytworzyły się strefy przy wyrobisku z obciążeniem tylko statycznym, nie znajduje potwierdzenia. Prawdopodobnie proces ten przebiega (w zależności od wytężenia skał) bardzo szybko, w momencie odsłonięcia nowych powierzchni skalnych. Poza tym okresy działania ciśnienia dynamicznego i statycznego nie są oddzielone, a raczej przechodzą jeden w drugi w sposób ciągły. Wprowadzenie obudowy aktywnej (z podpornością wstępną) jak najwcześniej, zmusza górotwór do samopodporności i zwiększa jego wytrzymałość przez ograniczenie odkształcenia w kierunku wyrobiska. Ciśnienie boczne obudowy stwarza trójosiowe warunki naprężenia w stropie wyrobiska. Doświadczenia Karmana już na początku stulecia wykazały ogromny wzrost osiowej wytrzymałości skały, przy rosnącym ciśnieniu bocznym w warunkach trójosiowego obciążenia prób.

5. Podporność obudowy kotwiowej w aspekcie kostrukcyjnym

Generalnie kotew posiada trzy elementy, które decydują o jej efektywności. Są to: wytrzymałość na kontakcie z górotworem, wytrzymałość pręta kotwi oraz płyty stropowej. Prawidłowo zaprojektowana kotew powinna mieć w przybliżeniu wytrzymałość równą tym poszczególnym elementom. Kontrola wytrzymałości konstrukcyjnej samej kotwi nie nastręcza trudności. Natomiast bardziej trudna do zdefiniowania jest praca skały w kontakcie z kotwią. Ze względów ekonomicznych w masowym zastosowaniu są kotwie mechaniczne z zamkami rozprężnymi i kotwie wklejane, tak punktowe, jak i wklejane na całej długości (rys. 10).



The standard mechanical roof bolt, ive and inexpensive.

Fig. 5. The mechanically-anchored roof bolt imbedded in resin.

Fig. 6. Ingersoll-Rand's Dyna-flex system achieves instantaneous anchorage.

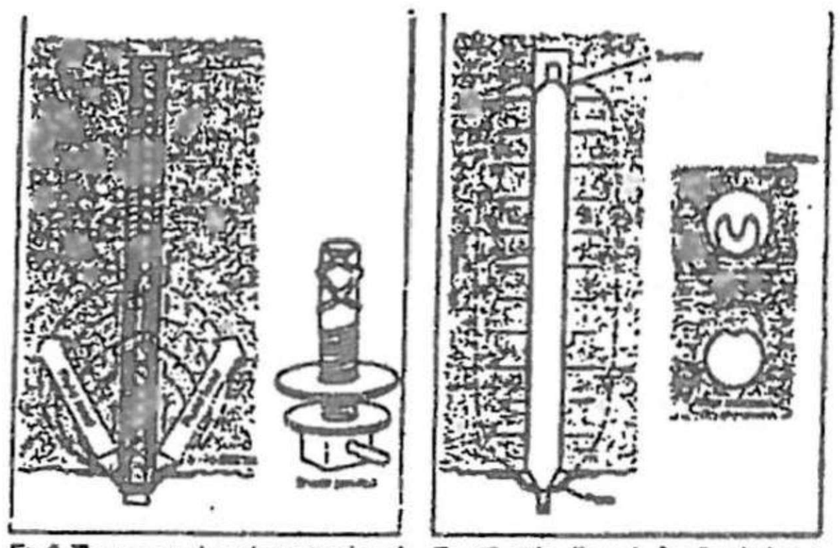


Fig. 9. The resin-anchored post-tensioned rebar is a full-contact device.

Fig. 10. Atlas Copco's Swellex bolt is a steel, water-inflated tube.

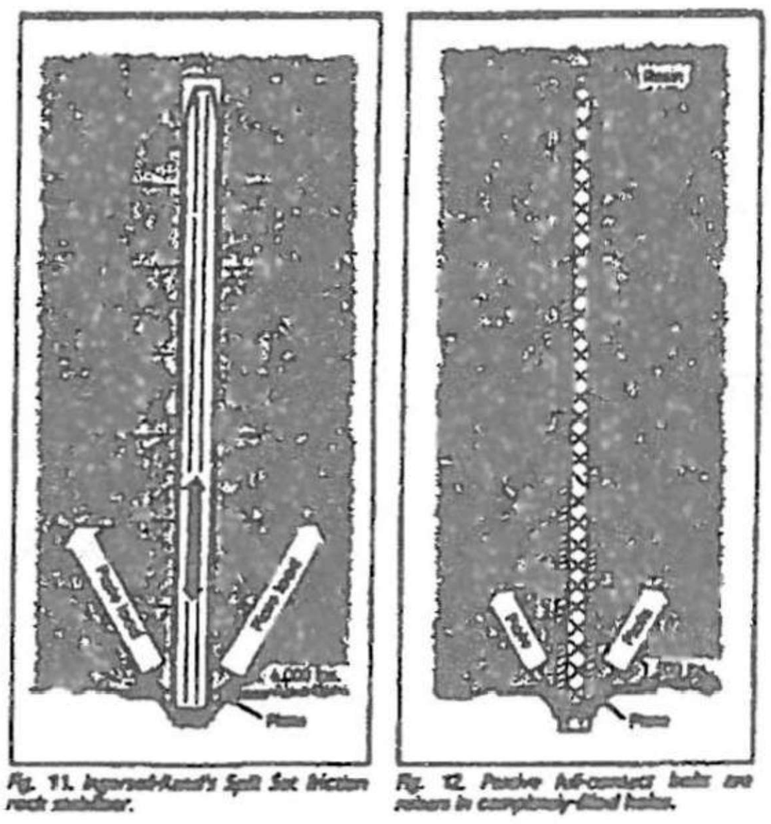


Fig. 11. Ingersoll-Rand's Split Set friction rock stabilizer.

Fig. 12. Passive full-contact bolts are reborn in completely-filled holes.

Rys. 10. Rodzaje kotwi stosowanych w USA

Kotwie mechaniczne są najtańszym typem kotwi przy długości przekraczającej 1,5 m. W przypadku kotwi krótszych koszt kotwi wklejanych i mechanicznych jest bardzo zbliżony. Kotwie mechaniczne wymagają odpowiedniej wytrzymałości skały w kontakcie z zamkiem, gdzie działają znaczne naciski punktowe. Gdy nacisk zamka przekracza wytrzymałość skały, występują odkształcenia plastyczne i poślizg zamka zmniejszający projektowany naciąg kotwi. W pewnych warunkach naciąg ten może zmaleć do zera. Z tych względów kotwie mechaniczne stosuje się głównie w piaskowcach, iłowcach i mocnych łupkach. Kotwie wklejane mogą być stosowane zasadniczo w każdych warunkach, szczególnie zaś nadają się do stosowania w skałach słabszych, gdzie znaczna powierzchnia kleju żywicznego pozwala utrzymać naprężenia poniżej wartości krytycznej dla danej skały (rys. 11).

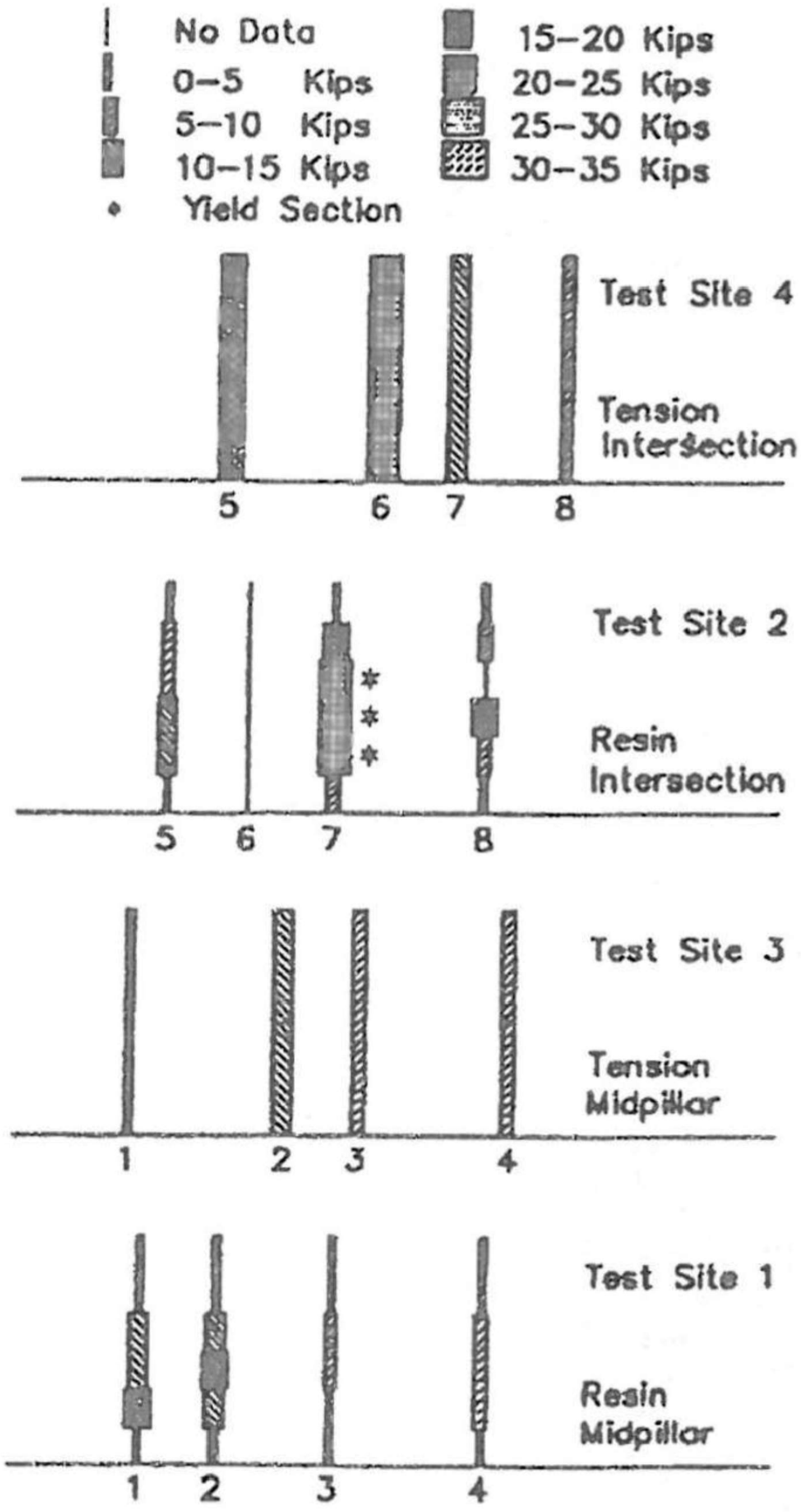


Figure 9. Bolt loads 30 days after installation.

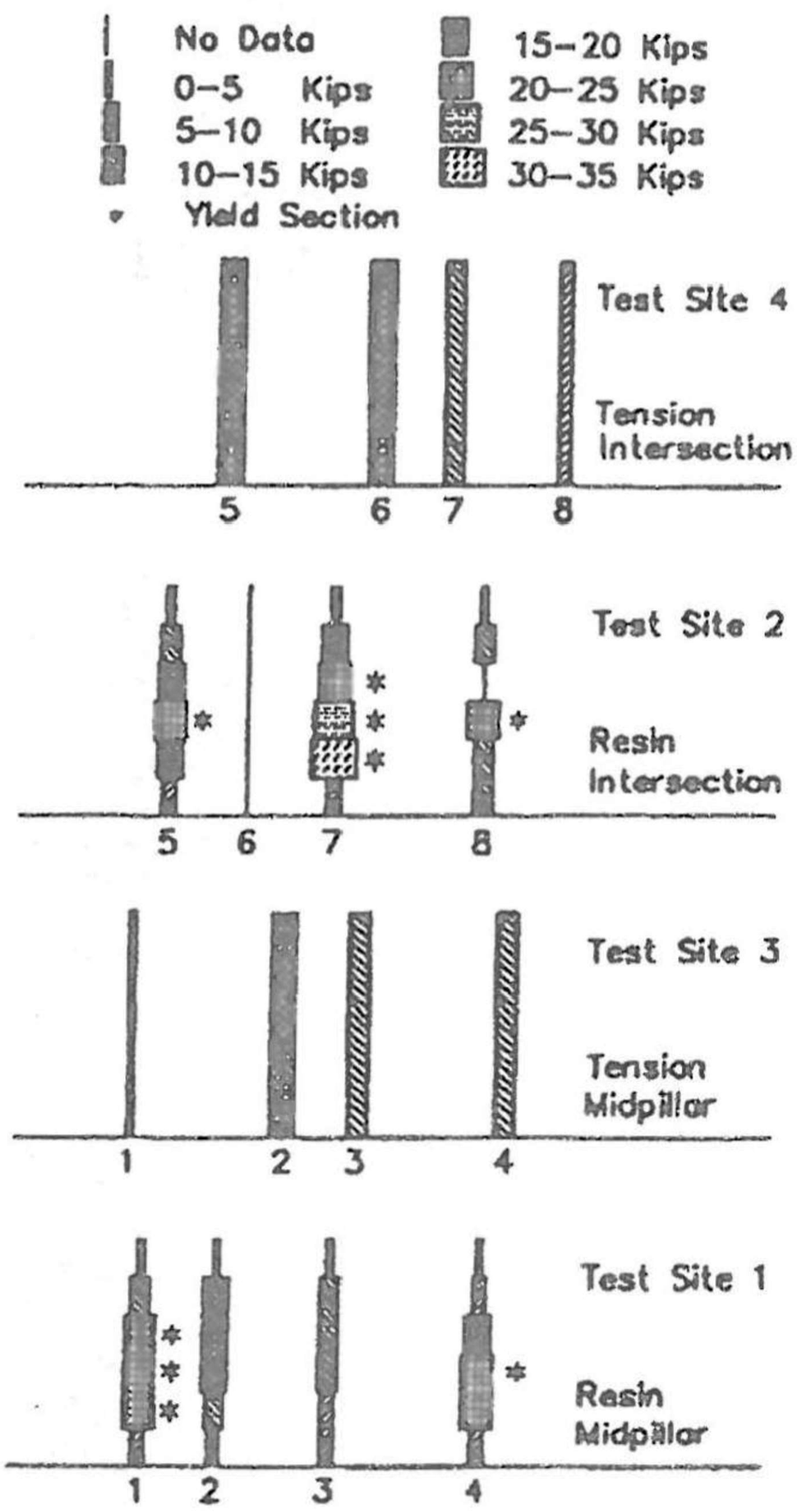
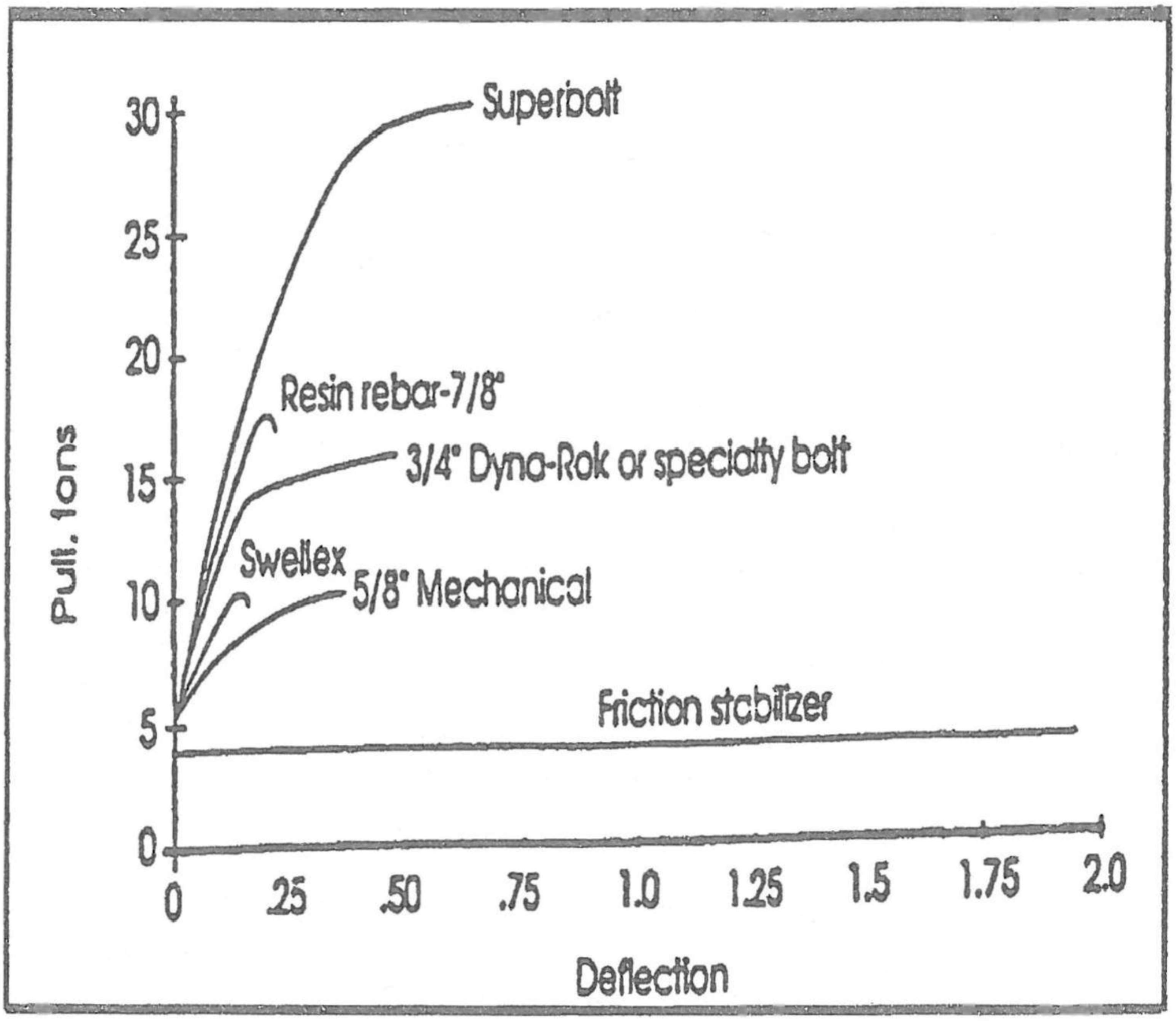


Figure 10. Bolt loads at pass of panel C.

Rys. 11. Wykresy obciążenia kotwi wklejanych na podstawie badań kopalnianych

6. Kontrola efektywności kotwi

Kontrolą efektywności kotwi jest próba wyciągania. Kotwie z założonymi odpowiednio głowicami wyciągane są z otworu za pomocą specjalnego urządzenia wyposażonego w siłownik hydrauliczny. W czasie próby wyciągania mierzy się siłę naciągu (ciśnienie) oraz deformacje ekstensometrem teleskopowym, pomiędzy głowicą kotwi i spągiem. Tak określona podpornośc kotwi powinna być równa założonej podporności nominalnej lub ją przekraczać. Jakkolwiek próba wyciągania nie odzwierciedla dokładnie warunków pracy kotwi, jest dobrym wskaźnikiem porównawczym dla różnych systemów kotwi stosowanych w określonych warunkach stropowych (rys. 12).



Rys. 12. Porównanie danych z wyciągania ze stropu różnych typów kotwi

Autor badał zachowanie się kotwi mechanicznych w stropie za pomocą dynamometrów tensometrycznych podłączonych do systemu rejestrującego. Częstotliwość pomiaru wynosiła 1 Hertz. Badania te wykazały, że poślizg zamka kotwi ma charakter skokowy pomiędzy długimi okresami równowagi, gdy nie było żadnych zmian. Odpowiada to powszechnie obserwowanemu w górotworze charakterowi przebiegów deformacyjnych. Ponieważ tarcie stanowi istotny element tych procesów, i ponieważ tarcie statyczne jest większe niż tarcie

dynamiczne, takie właśnie przebiegi zmian deformacyjnych są oczekiwane. Amerykańskie Biuro Górnicze przeprowadziło badania nad zachowaniem się kotwi wklejanych. Badane kotwie, oklejone tensometrami umieszczonymi w rowku naciętym wzdłuż każdej kotwi, były monitorowane za pomocą podobnego systemu zbierania danych jak wspomniany poprzednio.

Deformacje w stropie kotwionym wynikają zazwyczaj z separacji poszczególnych warstw stropu. W przypadku kotwi wklejanych powoduje to duże obciążenia w pręcie kotwi na małej jego długości, odpowiadającej kontaktowi tych warstw. Doprowadza to zwykle do plastycznego odkształcenia prętu w tym przekroju i pęknięcia żywicy dookoła strefy odkształconej.

7. Zawały stropów zakotwionych

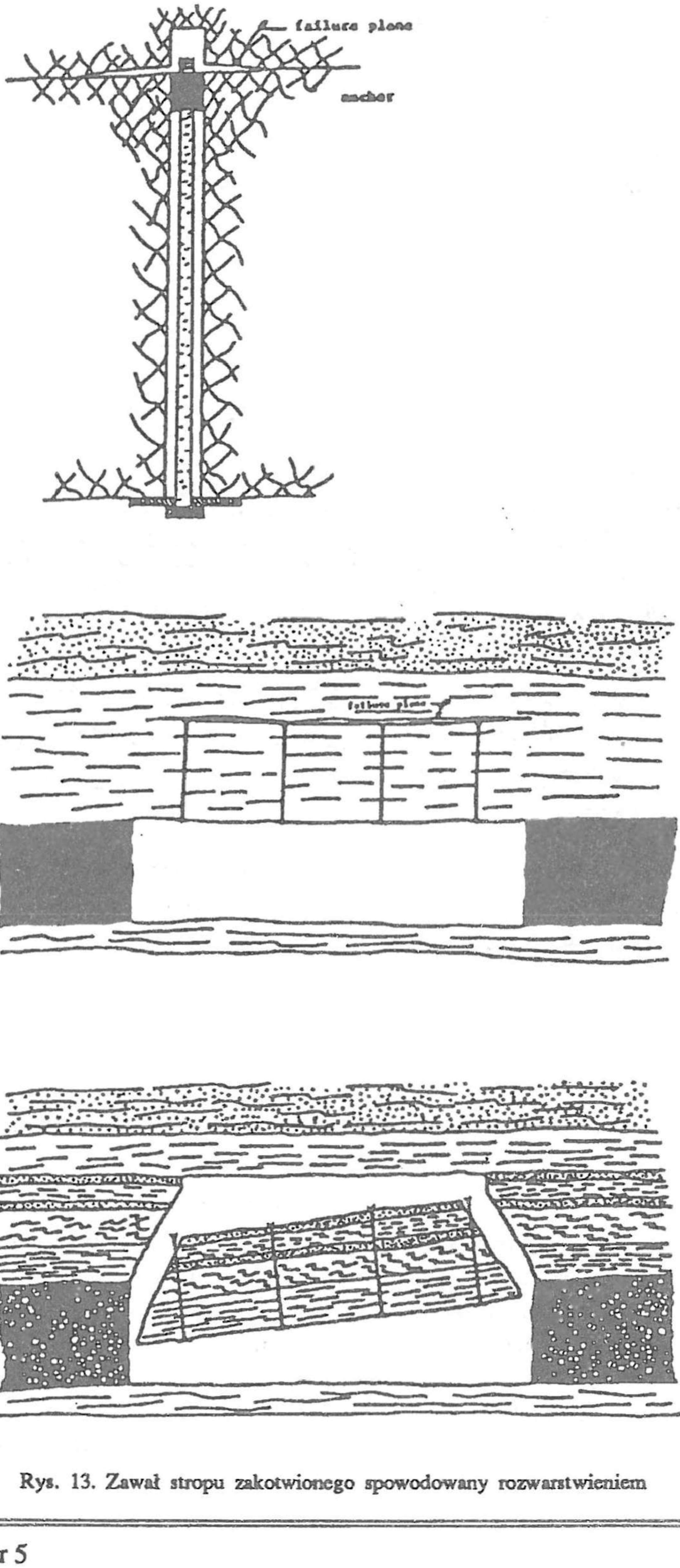
Obserwacje zawałów dają najlepszy wgląd w mechanizm zniszczenia i rolę obudowy kotwiowej. Jeżeli w prętach kotwiowych w przypadku kotwi mechanicznych widać „szyjki", oznacza to, że przekroczona została wytrzymałość prętów kotwi. Jeśli kotwie są w całości, a wyciągnięte były zamki, świadczy to o zniszczeniu skały. Wysokość zawału wskazuje także, czy długość kotwi była odpowiednia. Niekiedy zwiększenie długości kotwi nie daje pożądanych rezultatów. Autorowi znany jest przypadek, gdzie w uwarstwionych cienko łupkach słabo spoistych stosowano początkowo kotwie 90 cm. Zawały były o tejże wysokości. Zwiększono długość kotwi do 1,2 m i zawały miały też taką długość. Podniesiono długość do 1,5 m, ale bez rezultatu. Ostatecznie autor zapytany o radę polecił stosować na przemian kotwie 90 cm i 1,2 m, co pozwoliło uzyskać pożądaną stabilność.

Przy jednakowej długości kotwi obciążona jest jedna płaszczyzna. Rozspojenie zaczyna się ponad zamkiem kotwi i rozprzestrzenia się promieniowo, łącząc się z innymi rozspojeniami pochodzącymi od sąsiednich kotwi. Ostatecznie rozległe rozwarstwienie pozwala na zbyt duże ugięcie stropu i powstanie spękań, które uruchamiają zawał (rys. 13). Przez zmienną długość kotwi zwiększa się odległość pomiędzy punktami obciążanymi. Zakotwione są warstwy o różnej grubości, i skały w stropie pracują na ścinanie raczej niż na rozciąganie prostopadle do uławicenia, a zatem w warunkach, w których wytrzymałość skały jest większa.

Z punktu widzenia kosztów obudowa jest złem koniecznym i jako taka jest ograniczana do niezbędnego poziomu. Z drugiej strony zawały stanowią zagrożenie bezpieczeństwa, ich usuwanie jest kosztowne, wymaga bowiem ponownego zakładania obudowy. Koszt transportu i ładowania jednej tony skały wynosi w przybliżeniu 65$. Z tych względów obudowa winna zapewniać stabilność stropów w całym okresie użytkowania wyrobiska.

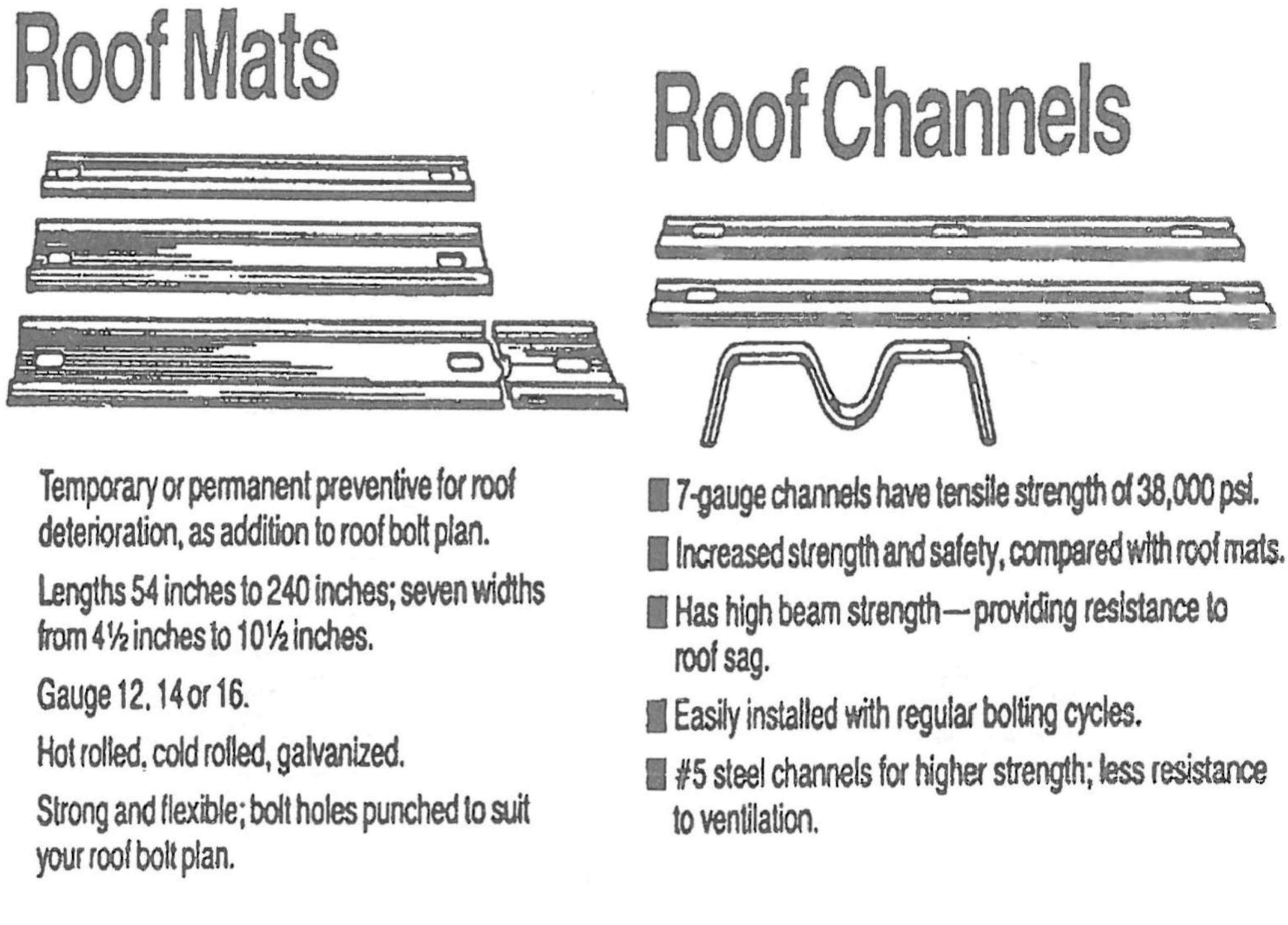
8. Warianty obudowy kotwiowej

Najlepsze warunki współpracy obudowy z górotworem uzyskuje się, gdy skały podparte są na całej odsłoniętej powierzchni. Z uwagi jednak na koszty, skały podpiera się tylko punktowo, jeżeli zapewnia to stabilność. W trudniejszych warunkach stosuje sie profilowane



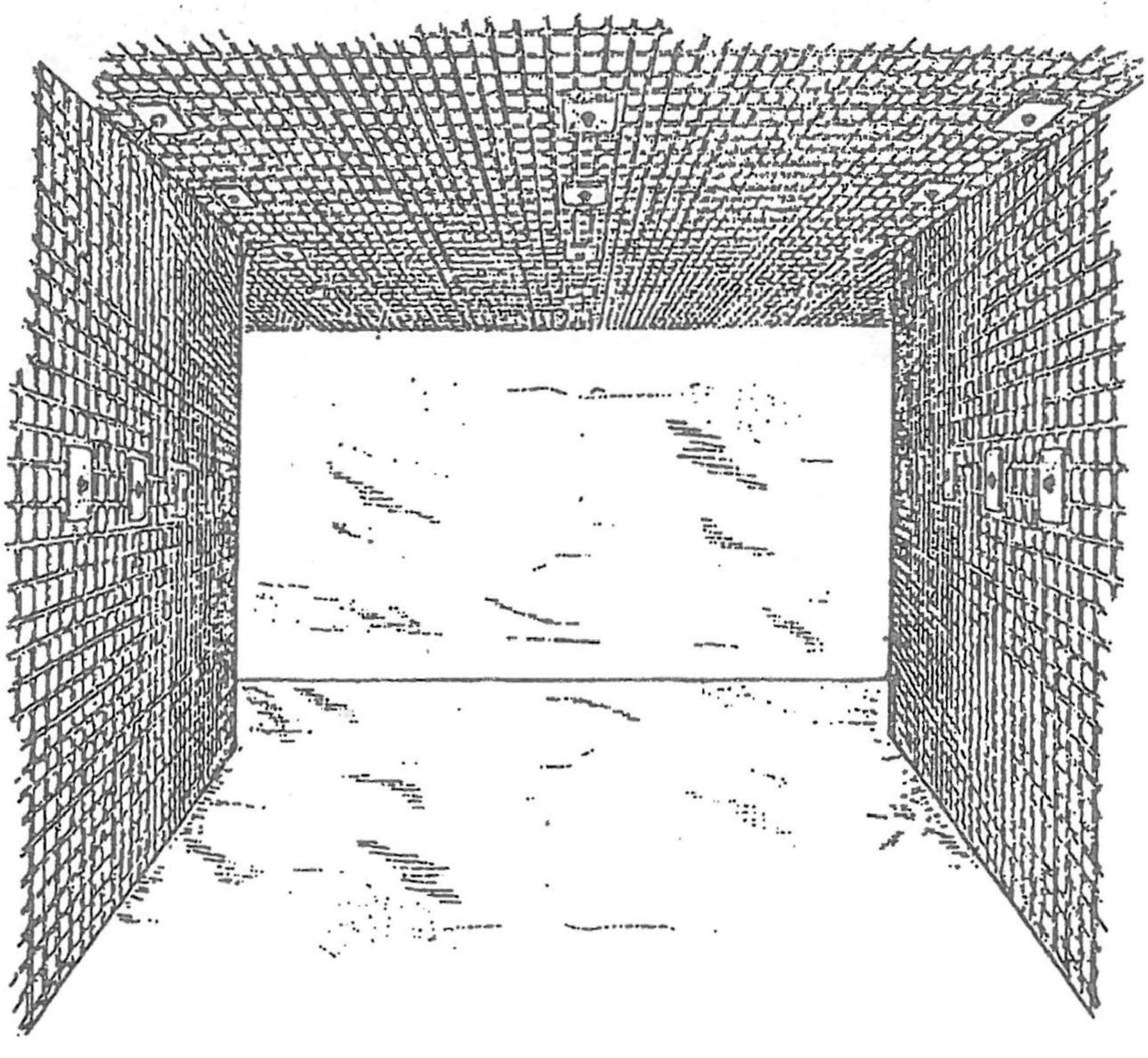
Rys. 13. Zawał stropu zakotwionego spowodowany rozwarstwieniem

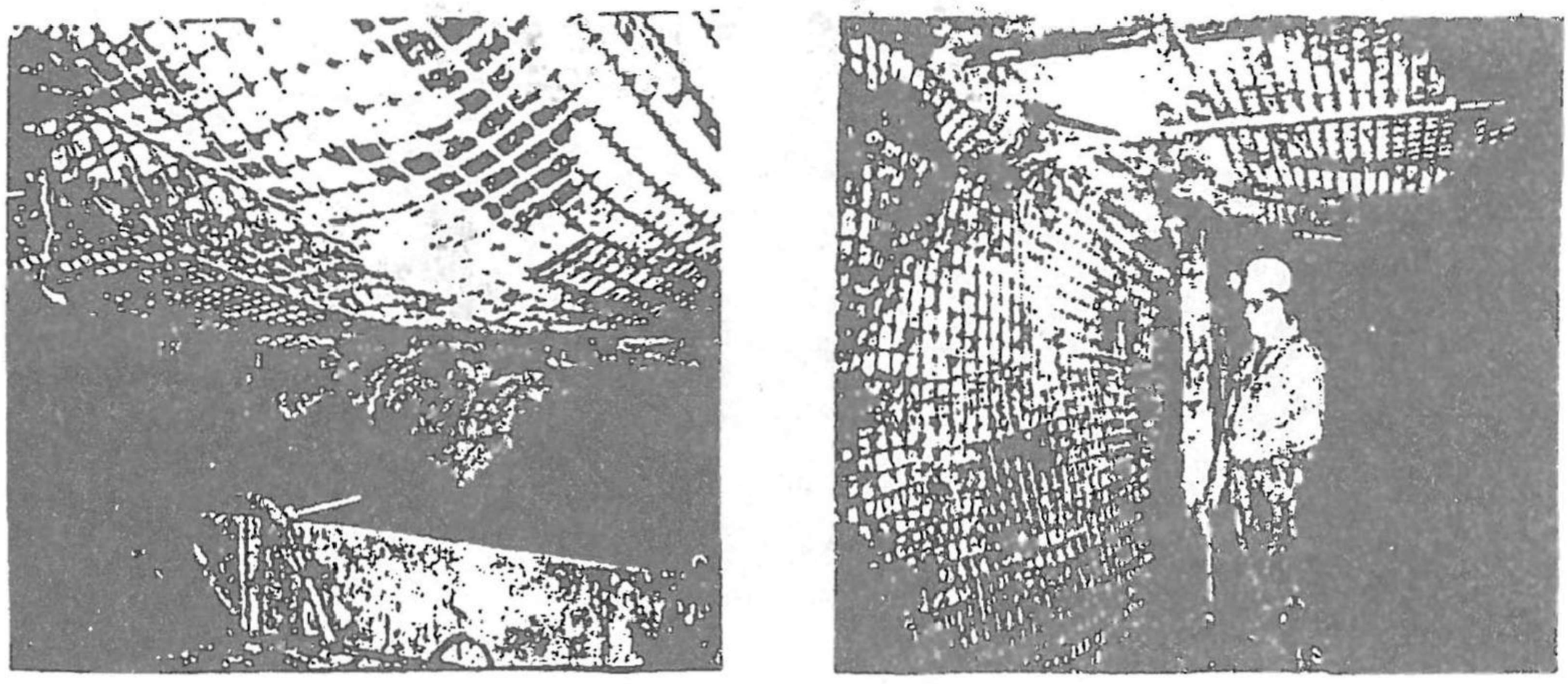
taśmy stalowe z otworami na kotwie (rys. 14). Powstaje w ten sposób element liniowy. Stropnice te (taśmy) można zakładać w poprzek i wzdłuż wyrobiska, na przykład w zależności od kierunku pęknięć w stropie. Stropnice taśmowe mają stosunkowo małą sztywność w porównaniu ze sztywnymi stropnicami. Jednakże ich zaletą jest możliwość dopasowania ich do nierówności stropu, tak aby pozostawały w kontakcie ze skałą. Przy stosunkowo niewielkim przemieszczeniu skały ku wyrobisku, zaczynają pracować na rozciąganie, stając się bardzo efektywnym elementem podporowym.



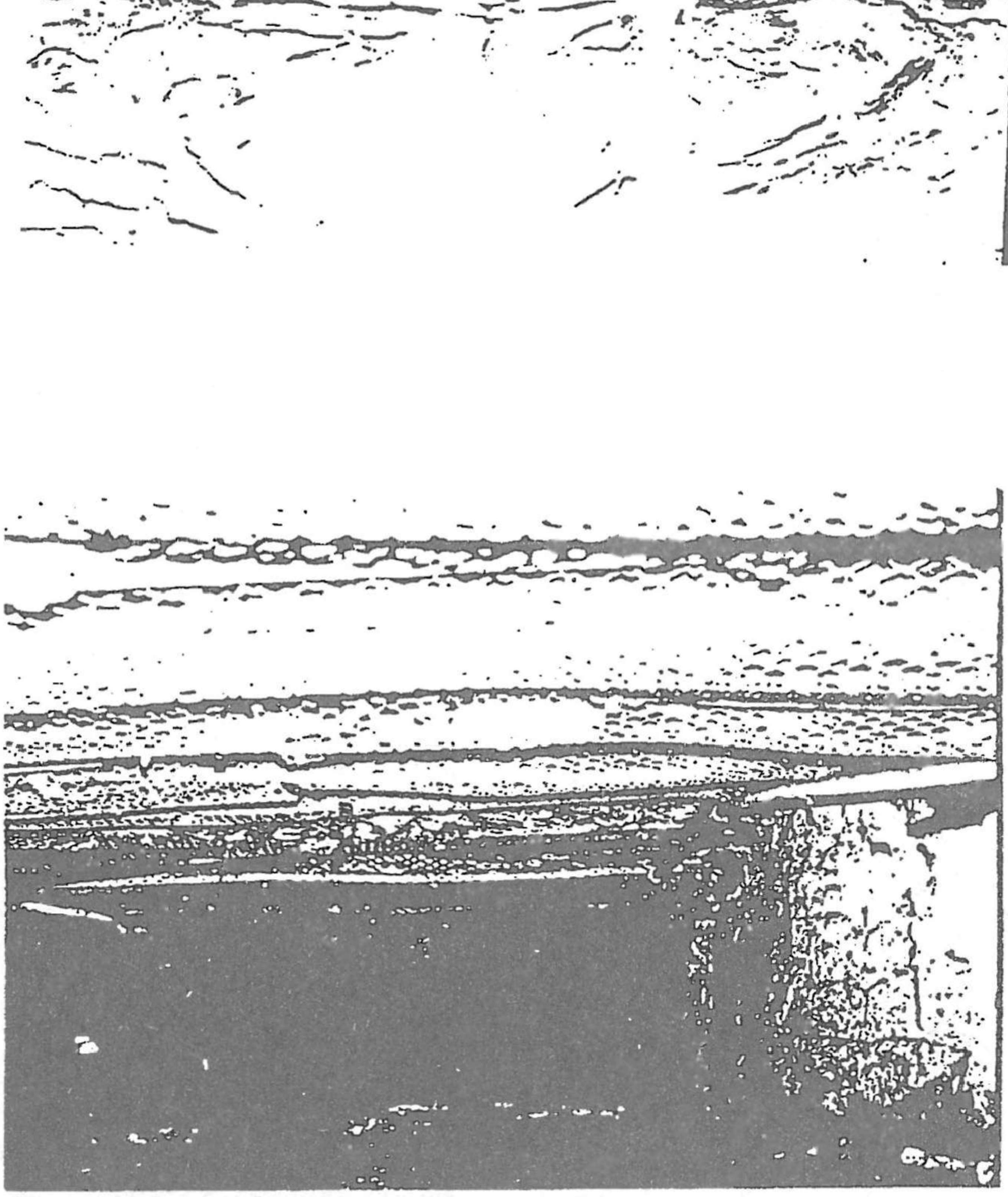
Rys. 14. Taśmy stropowe stosowane z kotwiami

Inną możliwość daje stosowanie siatek sztywnych (typu MM) lub elastycznych siatek typu ogrodowego. Nowszym rozwiązaniem są bardzo mocne siatki plastikowe, które z racji małego ciężaru są łatwiejsze do instalowania od siatek stalowych (rys. 15). Siatki, zwłaszcza gdy są połączone z taśmami, dają w efekcie powierzchniową obudowę, która jest szczególnie efektywna przy stropach silnie spękanych. Stabilność jest zwiększona przez uniemożliwienie rozluzowania stropu, z którego kluczowe elementy nie mogą wypadać. Korzyścią ruchową jest to, że nie trzeba czyścić opadu skały na spągu, co ma szczególne znaczenie na drogach transportowych. Wzrasta także bezpieczeństwo pracy (rys. 16).





Rys. 15. Siatka plastikowa typu Tensar do podpinania kotwiami

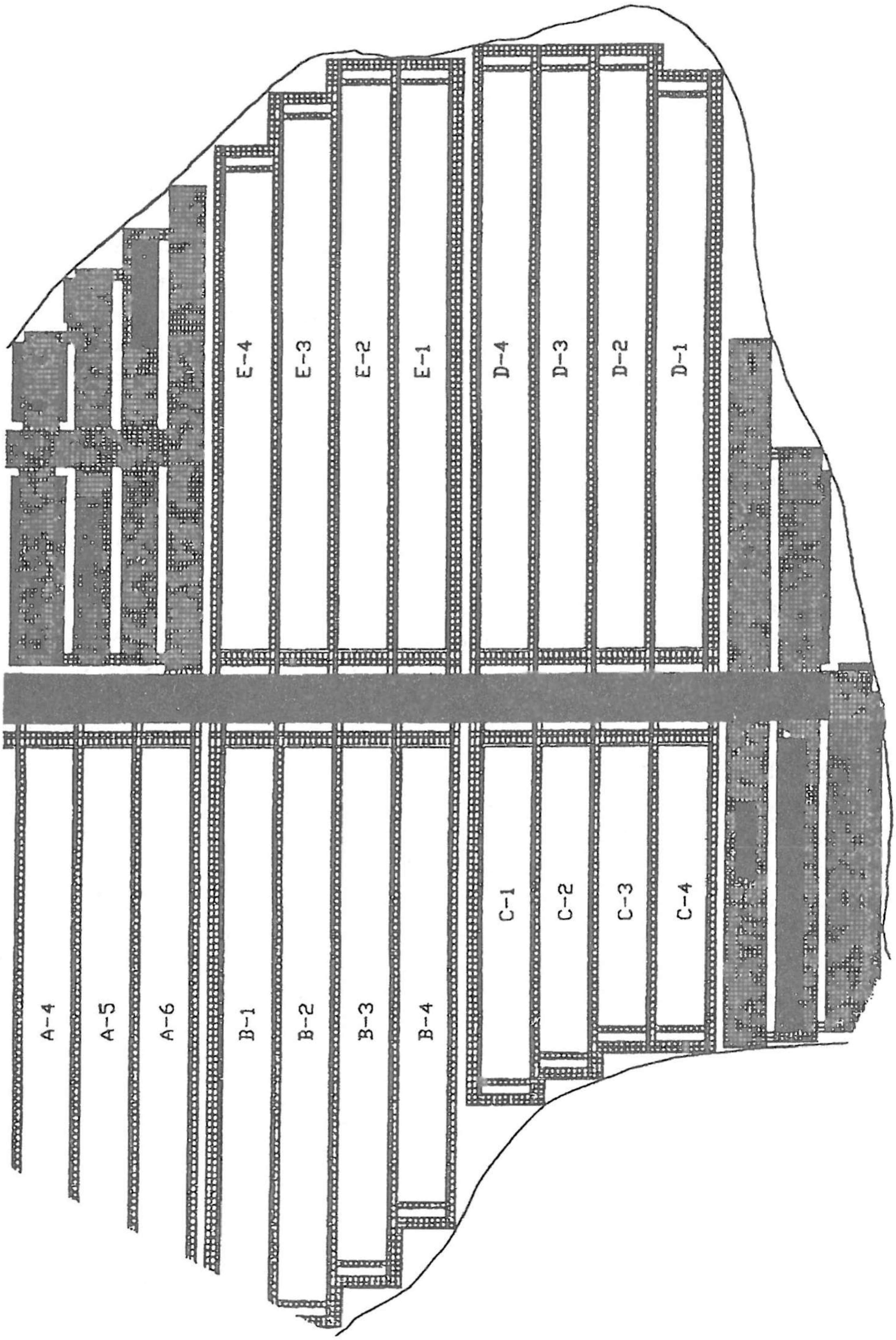


Rys. 16. Wpływ siatki na stabilność stropu:
a — strop z kotwiami wklejanymi po trzech miesiącach, b — tak samo zakotwiony strop z siatką podpiętą deskami

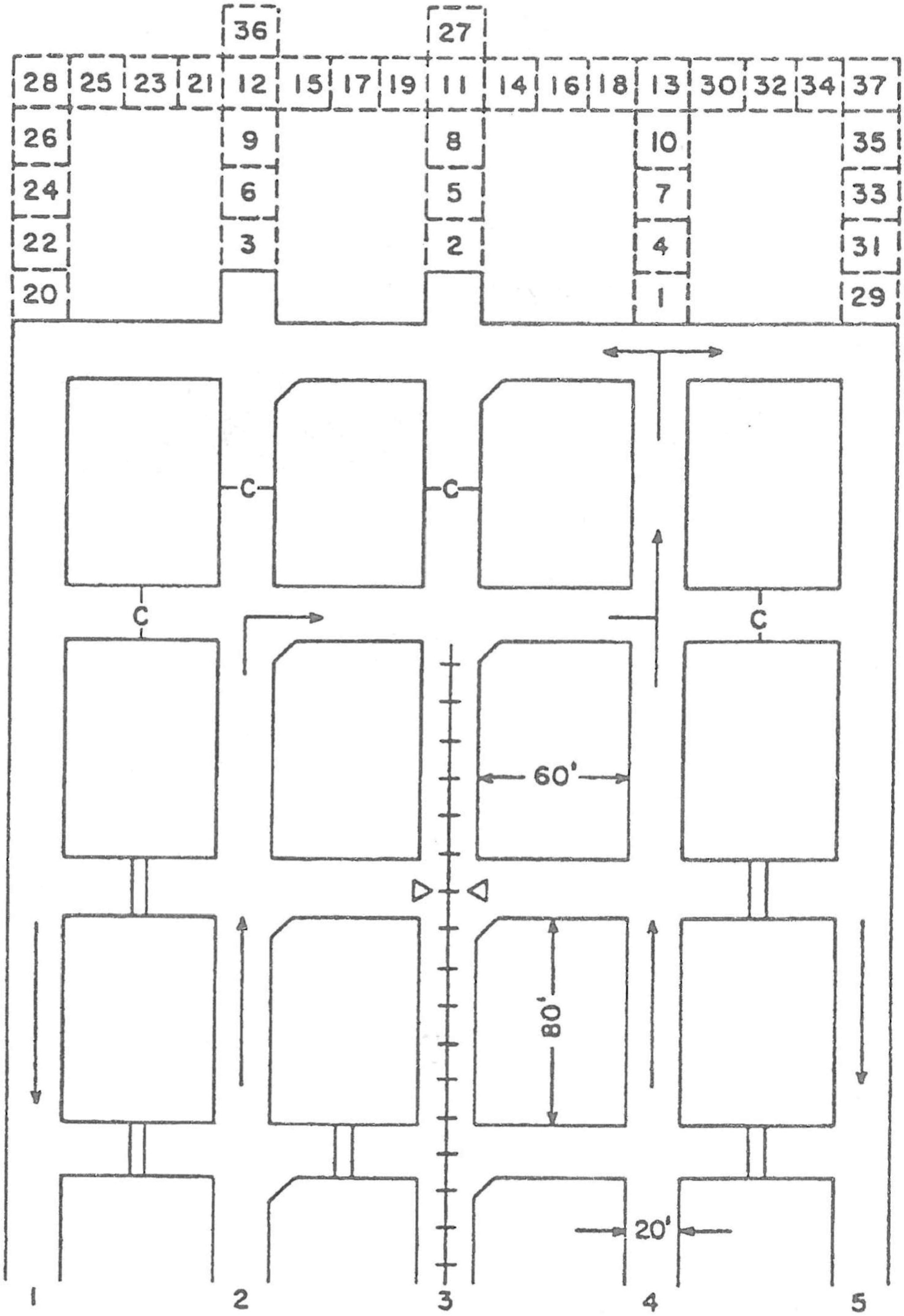
9. Obudowa kotwiowa w aspekcie systemu eksploatacji

W górnictwie amerykańskim stosowane są zasadniczo dwa systemy eksploatacji: system komorowo-filarowy i system ścianowy (rys. 17). W systemie filarowo-komorowym w zależności od systemu urabiania rozróżnia się system konwencjonalny, gdy urabianie odbywa się z użyciem materiałów wybuchowych, i drugi system, oparty na kombajnie (continuous miner) urabiającym. Oba systemy mogą być stosowane z częściowym wybieraniem i pozostawianiem filarów dla ochrony powierzchni, lub z rabowaniem filarów. Sposób rozcinki złoża realizowany jest w formie równoległych chodników, połączonych przecinkami. Ich liczba zależy głównie od potrzeb wentylacyjnych i waha się od 5 do 11 (rys. 18). Są one wykonane systemem komorowo-filarowym. Po obu stronach wyrobisk głównych pozostawione są filary oporowe dla ochrony przed ciśnieniem eksploatacyjnym wywołanym robotami górniczymi w przyległych polach. Z wyrobisk głównych, zwykle pod kątem prostym prowadzone są wyrobiska główne — drugorzędne, o mniejszej liczbie chodników (5 do 7). Prostopadle do tych wyrobisk głównych wyznaczane są panele dla eksploatacji ścianowej lub filarowo-komorowej.

W konsekwencji takiej geometrii wyrobisk prace prowadzone są na wielu przodkach, chodnikach i w łączących je przecinkach. Po uzyskaniu określonego postępu przodka, który następuje w przedziale zwykle od 6,5 do 13 m (długie postępy dozwolone są w korzystnych warunkach stropowych ze zdalnie sterowanym kombajnem), następuje operacja kotwienia. Stosowane są kotwiarki jedno- lub dwuramieniowe, wyposażone w hydraulicznie rozpieraną osłonę stropu, dla zapewnienia bezpieczeństwa operatora kotwiarki. Instalacja kotwi o długości 1,2 do 1,8 m trwa około jednej minuty. Kotwie rozstawione są zazwyczaj co 1,2 m, a więc zabudowa 6,5 m zabierki dwudziestoma kotwiami trwa około 20 minut. Po zakończeniu, kotwiarka przenosi się do następnego przodka. Jeżeli warunki stropowe są trudniejsze, postęp przodka jest ograniczany do np. 3 lub nawet 2 m. W Australii w trudniejszych warunkach stropowych, kotwie instalowane są ręcznie wodzonymi kotwiarkami (Wombat, Gopher) po bokach kombajnu, z przypięciem taśmy stalowej ponad maszyną. Pozostałe środkowe dwie kotwie instalowane są z pewnym opóźnieniem już za maszyną. Jak wspomniano poprzednio, niektóre typy kombajnów przeznaczone do robót przygotowawczych ścianowych mają własne kotwiarki. Ta technologia nie jest jeszcze zupełnie dopracowana i na ogół nie można urabiać i kotwić stropu jednocześnie z powodu wibracji maszyny. Tak więc ograniczanie czasu odsłonięcia stropu pozostawionego bez obudowy jest jedynym sposobem kontroli jego deformacji, rozpoczynającej proces rozwarstwienia i spękań. Odbija się to na wydajności pracy, gdyż wzrasta nieproduktywna wymiana maszyn w przodkach. W przypadku wyrobisk narażonych na późniejsze działanie ciśnień eksploatacyjnych, takich jak np. chodniki podścianowe i nadścianowe, stosuje się wtórną obudowę instalowaną później, zwykle już poza rejonem przodkowym. Mimo że przeważnie ustawiane są kaszty drewniane, obecnie stosuje sie także super-kotwie, np. znacznie dłuższe 4-metrowe o dużej podporności (30 ton) (rys. 19). Kotwie te w zależności od spodziewanych obciążeń mogą być połączone stalowymi stropnicami, siatkami itp. Ostatnio pojawiły się na rynku kotwie linowe, które mogą być instalowane jako punktowe, lub całkowicie wklejane z jednym lub dwoma typami żywic (szybką

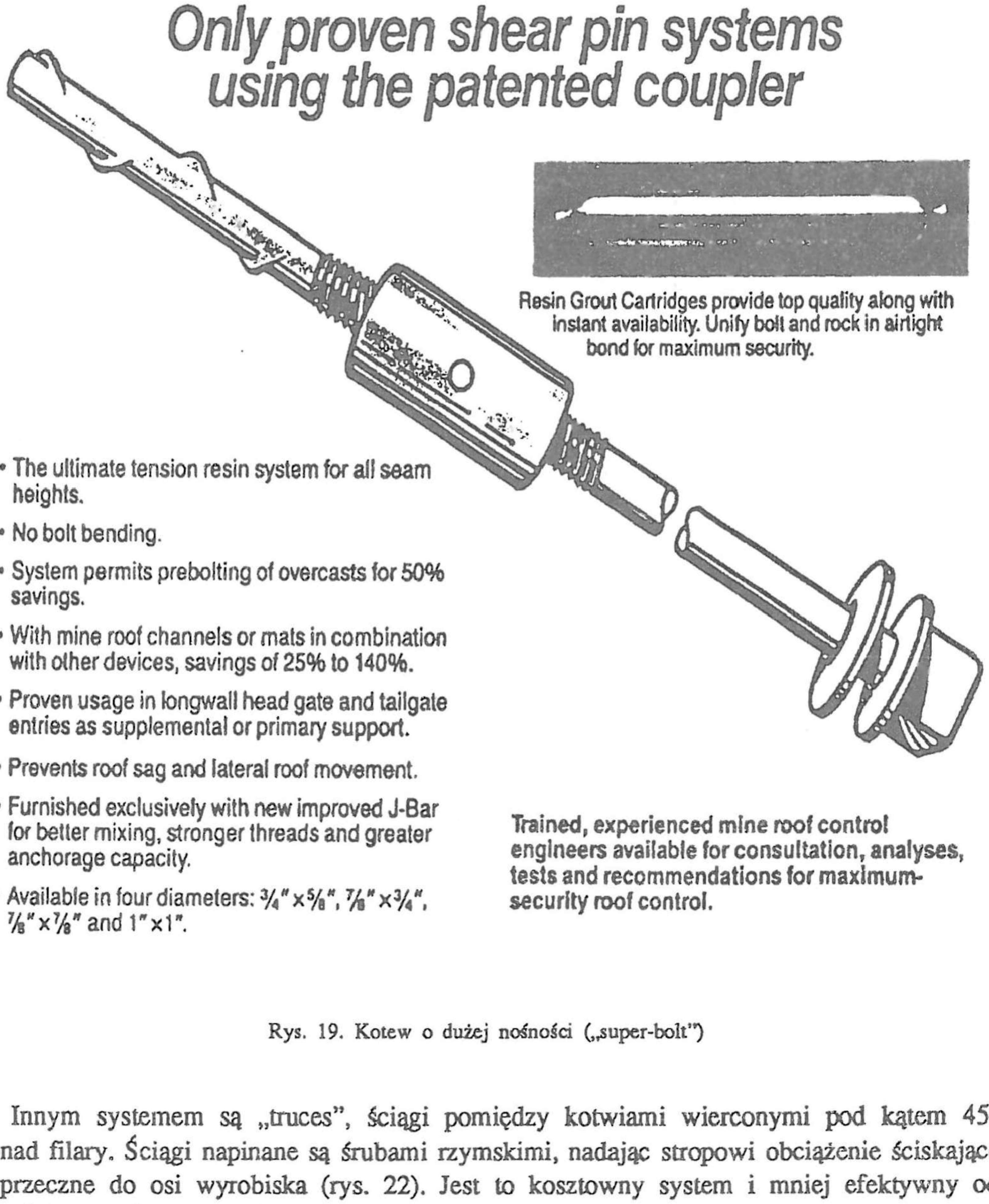


Rys. 17. Przykład planu kopalni z jedną ścianą i polami eksploatowanymi systemem filarowo-komorowej



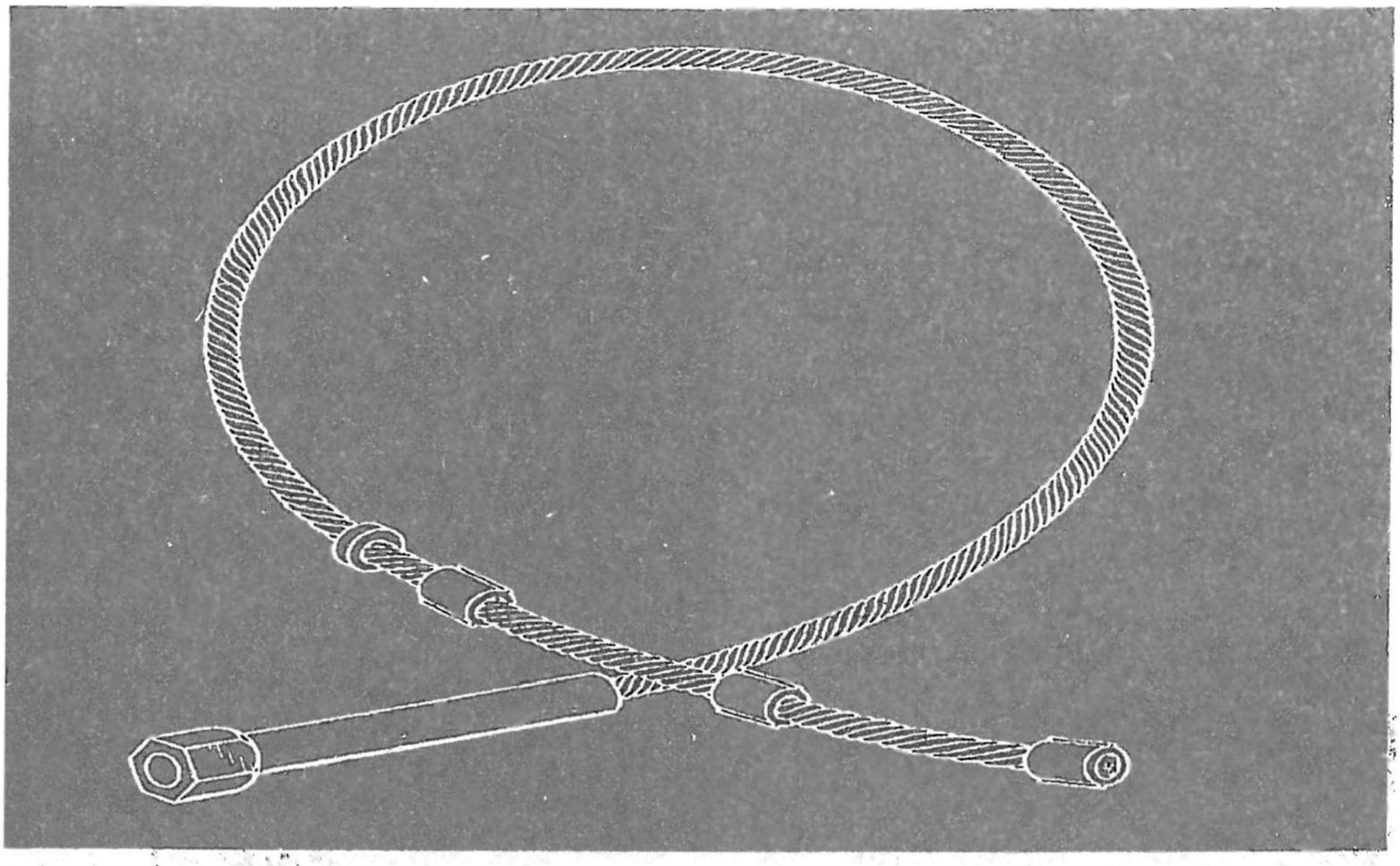
Rys. 18. Prowadzenie wyrobisk przy pięciochodnikowym udostępnieniu

dla zakotwienia oraz wolną wypełniającą, zezwalającą na wstępny naciąg) (rys. 20 i 21). Jeśli chodzi o kotwie wklejane na całej długości, prosty sposób pozwala na nadawanie tym kotwiom naciągu. Wystarczy stosować bardzo szybkie żywice i bezpośrednio po ustaniu rotacji kotwi stosować docisk na kotew ramieniem kotwiarki w granicach 60 % podporności kotwi. Dzięki szybkiej polimeryzacji nacisk ten (kilka sekund) pozostaje utrzymany przez żywicę.



Rys. 19. Kotew o dużej nośności („super-bolt")

Innym systemem są „truces", ściągi pomiędzy kotwiami wierconymi pod kątem 45° ponad filary. Ściągi napinane są śrubami rzymskimi, nadając stropowi obciążenie ściskające poprzeczne do osi wyrobiska (rys. 22). Jest to kosztowny system i mniej efektywny od kotwi linowych, wspomnianych poprzednio.



Rys. 20. Kotew wklejana linowa

TYPICAL RESIN CABLE BOLT INSTALLATIONS IN COMMON PROBLEM AREAS

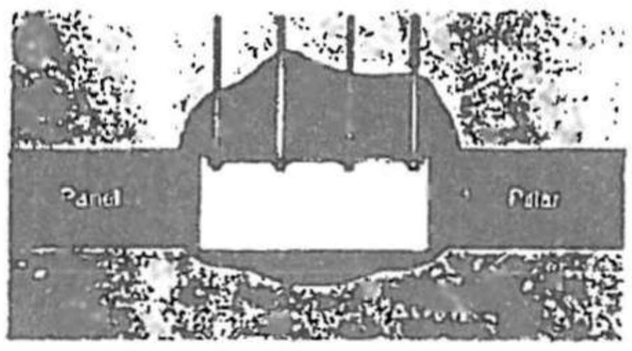


Figure 1. HIGH STRESS ZONE

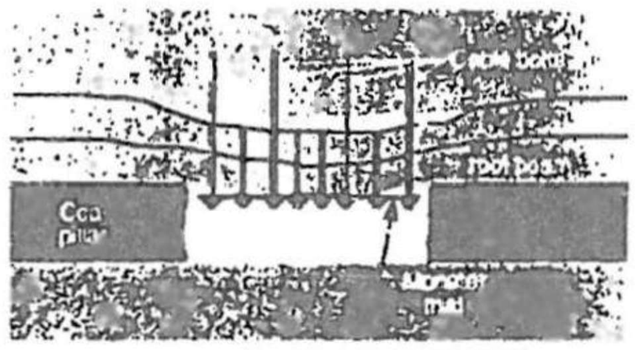


Figure 2. SAGGING ROOF BEAM

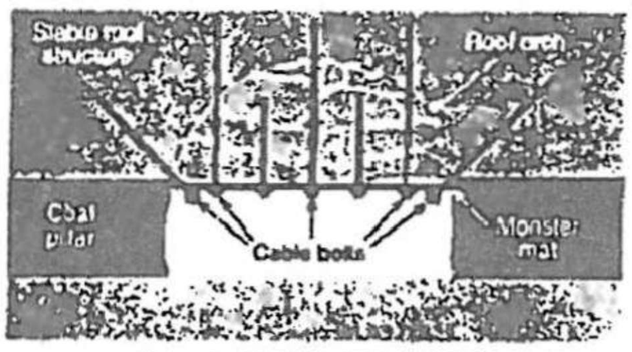


Figure 3. FAILED ROOF ARCH

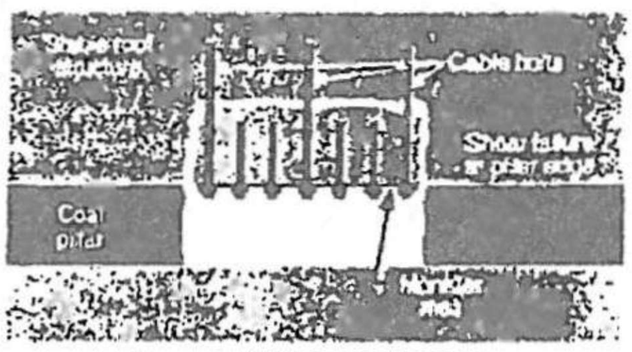
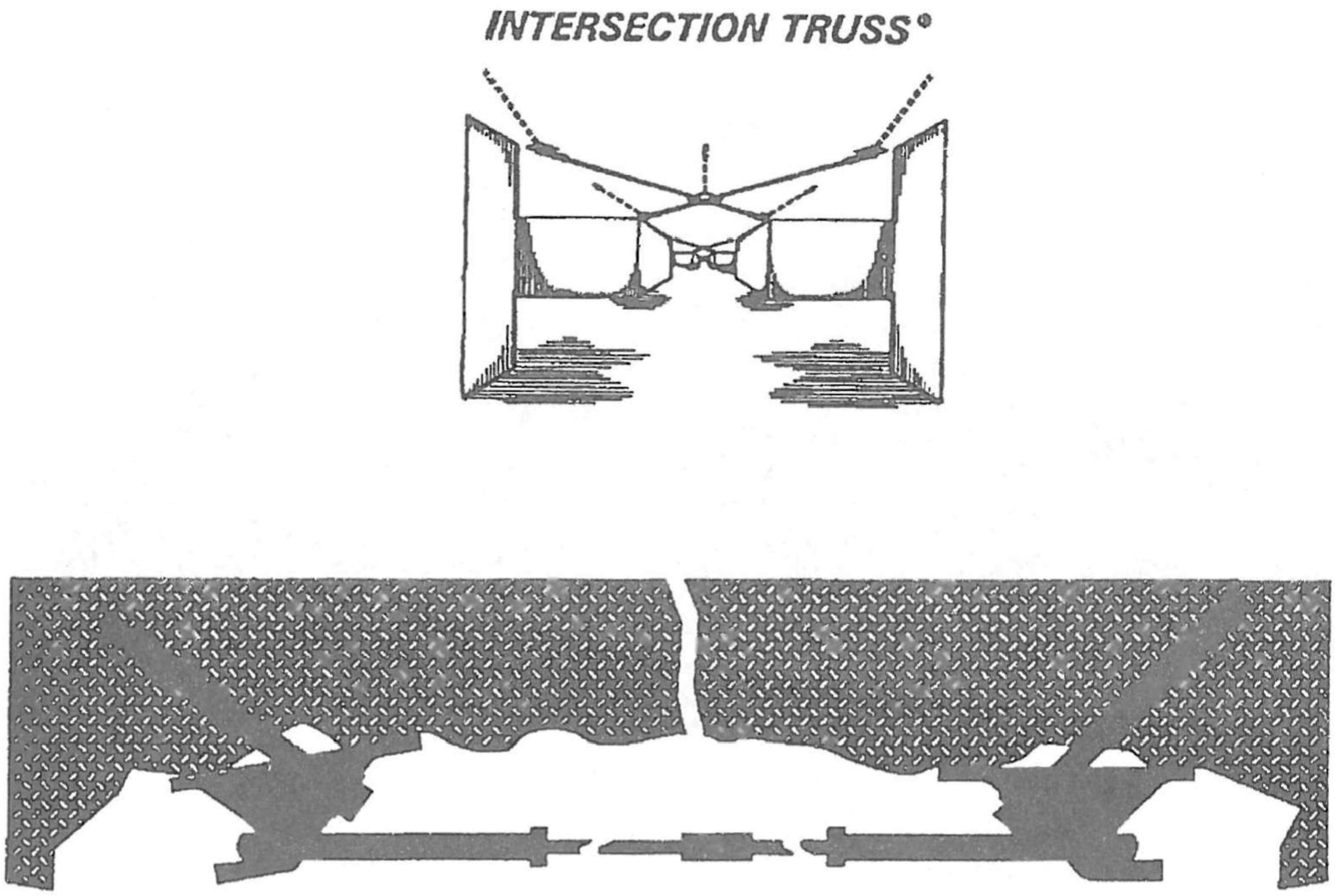


Figure 4. DETACHED BLOCK

- Uses existing bolting equipment
- Reduction or elimination of cribs
- Lower ventilation costs
- Long one piece fixtures in any seam height
- Approximately 1/3 the cost of cribbing
- Safer environment through improved ventilation
- Strengthen and reinforce roof structures

Rys. 21. Przykłady zastosowań kotwi linowych z innymi typami kotwi

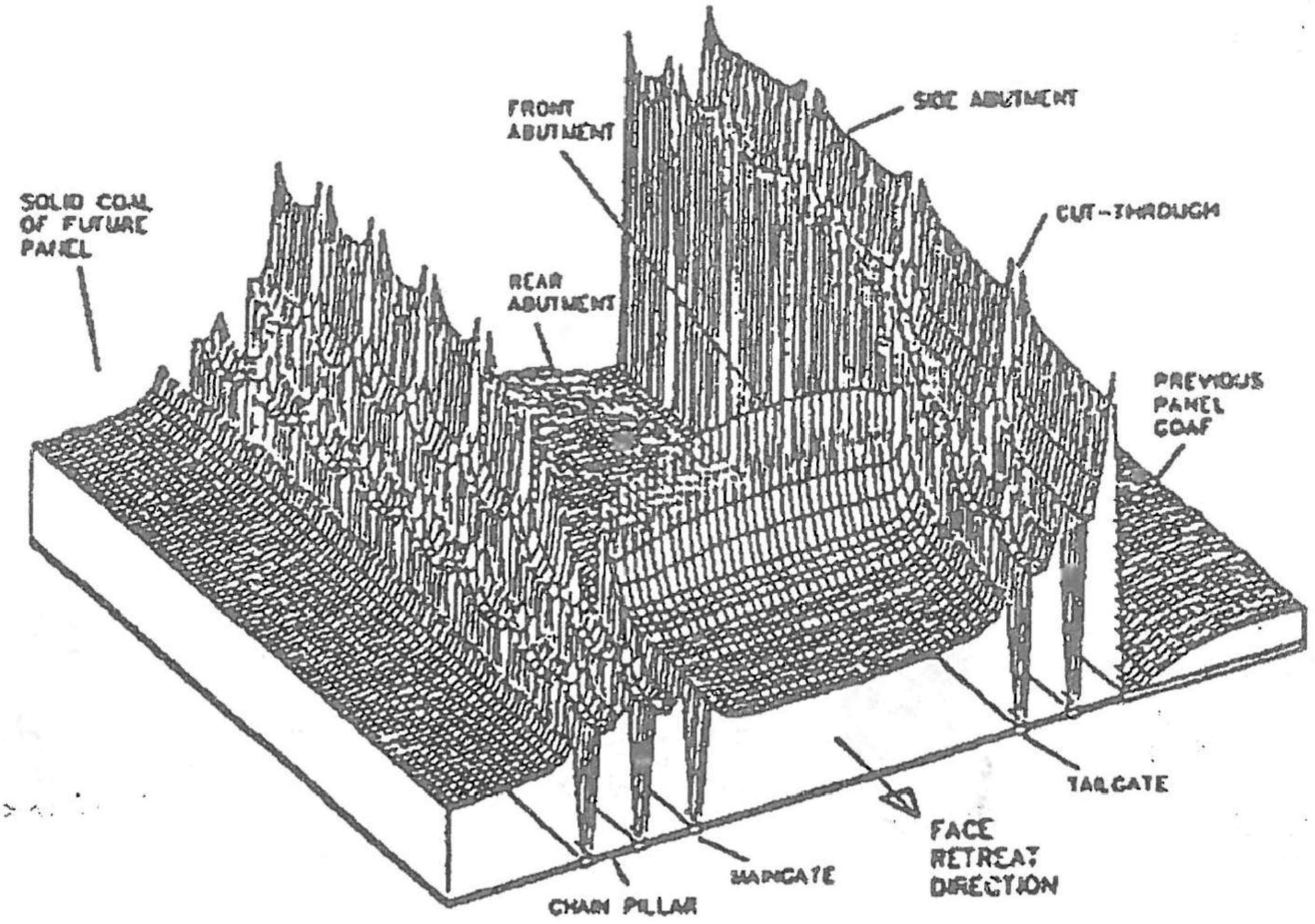


Rys. 22. Kotwie w połączeniu ze ściągami stropowymi

9.1. System ścianowy

System ścianowy jest stosowany wyłącznie jako „od pola", z rozcinką potrójnymi chodnikami między polami, ze względu na przepisy wymagające istnienia dwóch niezależnych dróg ucieczkowych. Amerykańskie przepisy wentylacyjne wymagają minimum trzech wyrobisk udostępniających: jedno na powietrze świeże, jedno na taśmę odstawczą i jedno na powietrze zużyte. Wyrobiska te są oddzielone murem z pustaków ustawionych w przecinkach pomiędzy filarami dla zapewnienia odrębności dróg wentylacyjnych. Filary te pozostają ostatecznie w zawale pomiędzy polami.

Podczas postępu ściany filary obciążone są ciśnieniem eksploatacyjnym, którego fala towarzyszy przesuwowi ściany. Tak prace teoretyczne, jak i praktyka wykazały, że stabilność wyrobisk jest lepsza, gdy filary są o takich wymiarach, które umożliwiają ich odkształcenie (yielding pillars). Najtrudniejsze do utrzymania jest skrzyżowanie ściany i chodników nadścianowych (tail gate). Te chodniki — pomiędzy wyeksploatowanymi polami — są szczególnie silnie obciążone ciśnieniami eksploatacyjnymi (rys. 23). Projektowanie filarów jest rozległym zagadnieniem i jest poza tematem wykładu, zostało tu przedstawione tylko w odniesieniu do stabilności zakotwionych stropów wyrobisk.



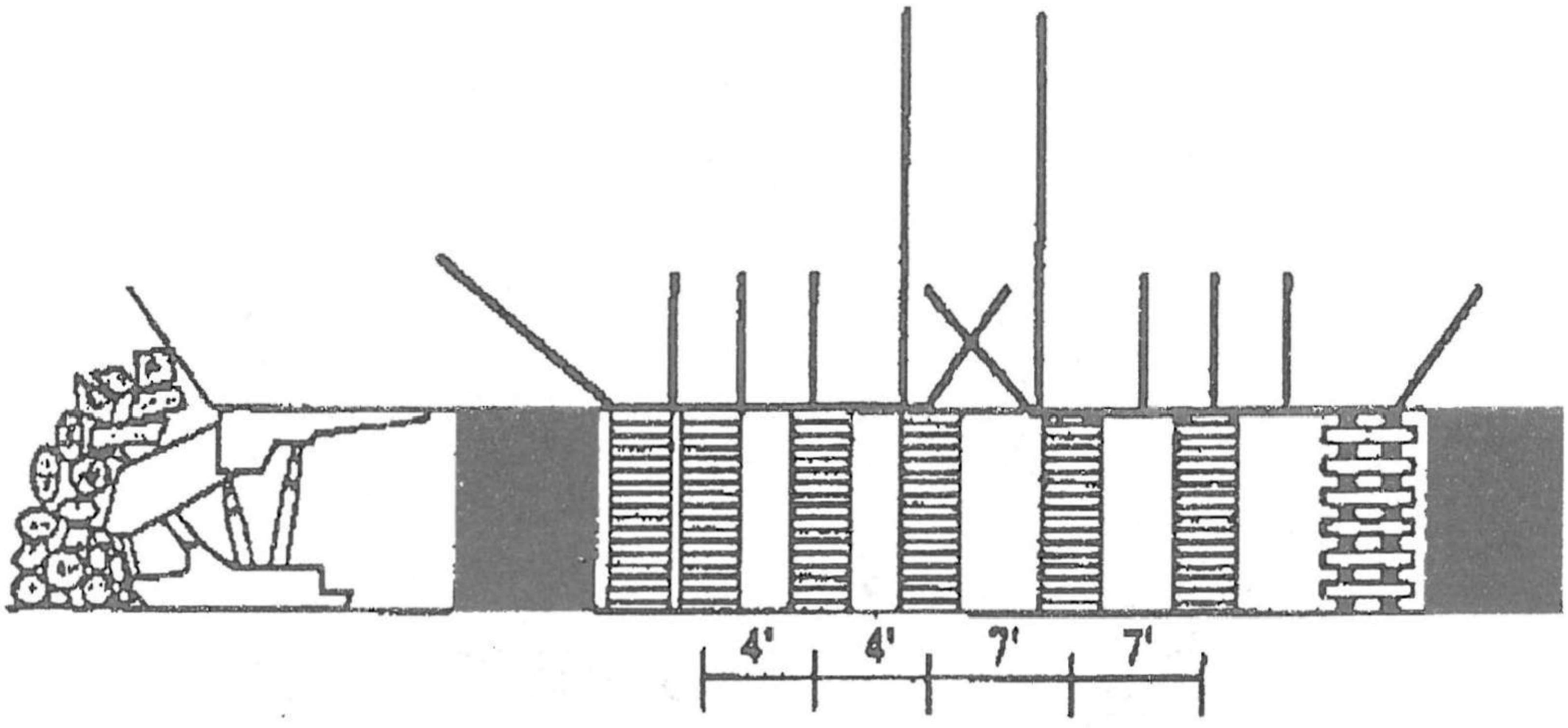
Rys. 23. Numerycznie zamodelowany rozkład naprężeń wokół panelu eksploatacji ścianowej

Filar węglowy jest elementem konstrukcyjnym, którego sztywność powinna być tak dobrana, aby odkształcając się zmniejszył wysokość obciążenia w stropach wyrobisk. Tym sposobem unika się efektu „sztywnego progu". Stropy w wyrobiskach po obu bokach pracują jako wsporniki, których sztywność jest strukturalnie zwiększona przez zakotwienie. Od strony zawału ustawiony jest rząd kaszt drewnianych z betonu pompowanego do worków lub elementów prefabrykowanych (donut & disk cribs — kołowych pierścieni z otworami lub pełnymi, ustawianymi jedne na drugich).

Gdy ściana dochodzi do końca pola stosowane są często wyrobiska ewakuacyjne dla sekcji obudowy. Jest to równoległe do ściany wyrobisko korytarzowe. Wyciąganie i transport obudowy ścianowej jest ułatwione w porównaniu z pozostającymi do dyspozycji tylko dwoma końcami ściany, bez wyrobiska ewakuacyjnego. Przekładka ściany może być zatem bardzo poważnie przyspieszona. Ponieważ przestój ściany kosztuje przeciętnie 30 tysięcy dolarów za godzinę (utrata produkcji i procenty od kapitału inwestycyjnego), wydatki na wyrobisko ewakuacyjne są ekonomicznie uzasadnione.

Ze względu na ciśnienie eksploatacyjne wyrobisko ewakuacyjne musi być szczególnie mocno obudowane. Stosuje się tam kotwie o zróżnicowanych długościach — stropnice i siatki, a także kaszty, zwykle okrągłe ze względu na korzystny stosunek podpomości do przekroju poziomego. Przykład obudowy takiego wyrobiska jest pokazany na rysunku 24. Warto tu wspomnieć, że powodzenie w stosowaniu wyrobiska ewakuacyjnego zależy od

warunków geologiczno-stropowych. Gdy stropy są bardzo słabe, utrzymanie wyrobiska jest prawie niemożliwe i koszt jego jest zbyt wysoki.



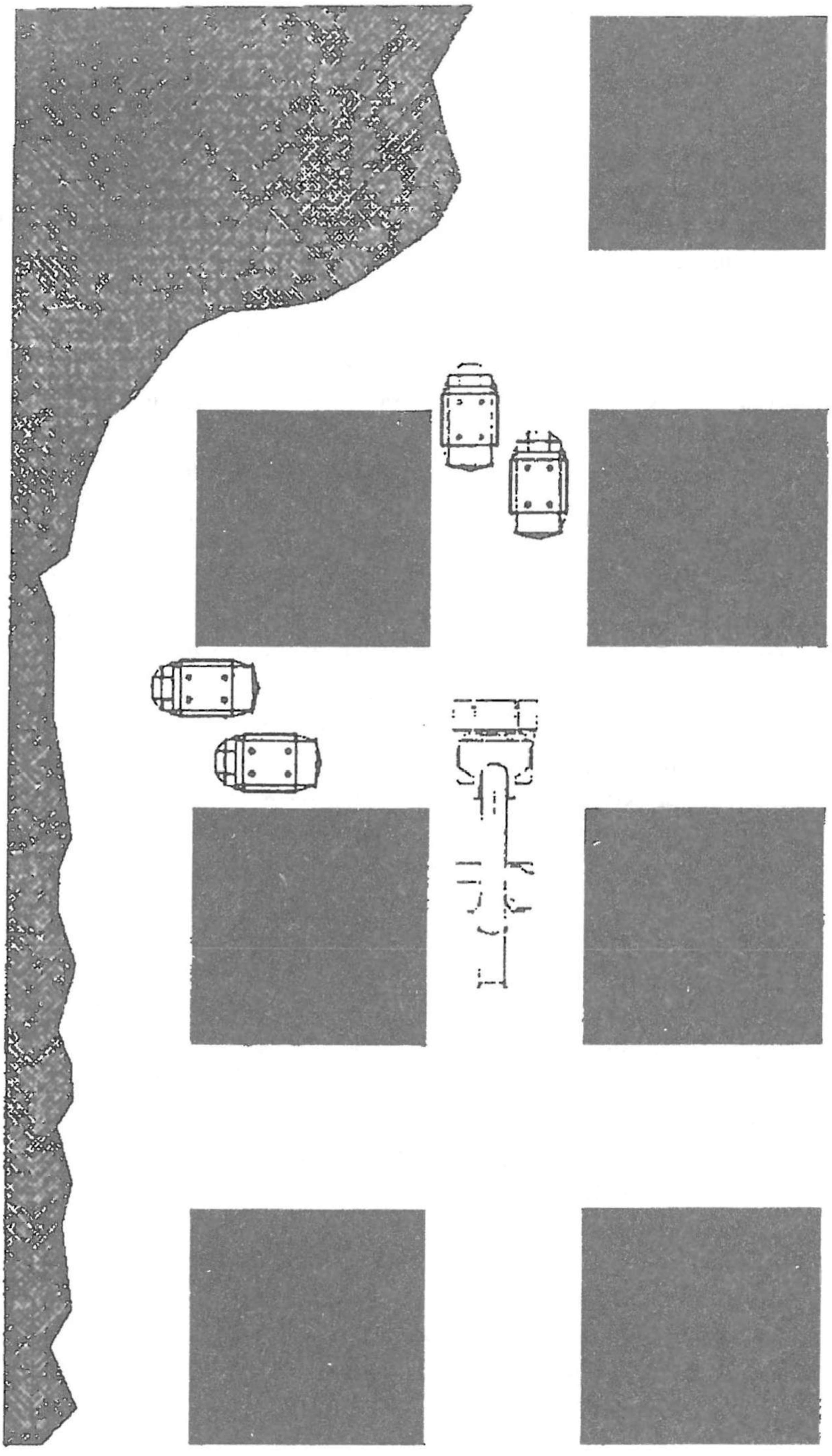
Rys. 24. Obudowa wyrobiska ewakuacyjnego dla obudowy ścianowej

9.2. System komorowo-filarowy

Przy systemie eksploatacji z rabowaniem filarów pierwotna obudowa kotwiowa zainstalowana w czasie postępu wyrobisk „do pola" służy także w czasie rabowania filarów w kierunku „od pola". Generalnie warunki pracy obudowy stropu są łatwiejsze niż w chodnikach nadścianowych przy eksploatacji ścianowej. Poza tym przy cofającym się froncie czas ekspozycji stropu w strefie podwyższonych ciśnień jest znacznie krótszy niż w przypadku stropów wyrobisk przy systemie ścianowym.

Istnieje wiele wariantów systemów rabowania filarów, jeśli chodzi o sekwencję urabiania. Zasadniczo linia zawału jest utrzymywana w kierunku, który jest korzystny ze względu na lokalne warunki geologiczno-górnicze. Na przykład australijski system Wongawilli jest rodzajem systemu zabierkowego. Używane w nim maszyny i system kotwienia stropu są takie same jak w metodzie komorowo-filarowej.

Wprowadzone kilka lat temu samobieżne łamacze stropu polepszyły warunki bezpieczeństwa i wyeliminowały konieczność stosowania znacznej ilości drewna jako podpór granicznych (łamaczy stropu) dla zawału (rys. 25). Zespół maszyn operujących w przodku jest sterowany zdalnie przez operatorów pozostających poza strefą zagrożenia. Obudowa kotwiowa zdaje bardzo dobrze egzamin w tych metodach eksploatacji.



Rys. 25. Zastosowanie samobieżnych łamaczy stropu do eksploatacji filarów w systemie komorowo-filarowym

10. Dobór obudowy kotwiowej do warunków górniczo-geologicznych

Obecnie obserwuje się tendencję odchodzenia od metod analitycznych jako podstawy do projektowania obudowy kotwiowej. Jest to spowodowane tym, że metody obliczeniowe nie mogą brać pod uwagę wszystkich elementów wpływających na stabilność wyrobiska. Przy metodach numerycznych ustalenie rzeczywistych danych materiałowych charakteryzujących górotwór jest bardzo trudne i kosztowne. Z tego powodu metody klasyfikacji posługujące się „wagami", które w ten sposób opisują ilościowo warunki geotechniczne, są łatwiejsze w stosowaniu i bardziej zbliżone do rzeczywistości.

W mechanice górotworu koncept przedziałów wartości jest bardziej uzasadniony niż ściśle określonych liczb. Tak więc projektowanie powinno być wykonywane dla przedziału minimalnych wartości (scenariusz pesymistyczny) i dla spodziewanych wartości średnich z danego przedziału. Tak zdefiniowany projekt pozwala inżynierowi górnictwa wybrać wariant, który z racji ważności i funkcji wyrobiska winien być mniej lub bardziej konserwatywny.

Jednym z popularniejszych systemów klasyfikacji górotworu jest system RMR (Rock Mass Rating) opracowany przez Z. T. Bieniawskiego, podany w tabelach 1 do 7.

Bierze on pod uwagę wytrzymałość na ściskanie nie naruszonego materiału skalnego, częstotliwość spękań, warunki w szczelinach spękań, i warunki zawodnienia. W zależności od danych w tych kategoriach, przypisywane są im odpowiednie wagi, których suma maksymalna jest równa 100%. Stosownie do wysokości otrzymanego wyniku po zsumowaniu wag można przyporządkować tak opisane warunki górotworu do odpowiedniej kategorii. Kategorie te mają przedziały liczbowe i klasyfikacja RMR podaje dla nich właściwe systemy obudowy. To podejście oparte jest na danych praktycznych i obserwacjach dołowych, i jest łatwe w stosowaniu dla personelu kopalnianego.

11. Metoda oceny stabilności stropu in situ

Geologiczno-geotechniczne dane, uzyskane w stadium poprzedzającym wykonanie wyrobisk, są ograniczone do lokalizacji otworów badawczych. Zwykle zakłada się, że przyległe obszary w pokładzie mają podobne własności. Taka ekstrapolacja jest jednak grubym tylko przybliżeniem ze względu na możliwą zmienność warunków. Dlatego też w czasie prowadzenia robót górniczych niezbędne jest uaktualnienie wstępnych danych zebranych z wierceń badawczych. Pozwala to na właściwy dobór obudowy zapewniającej stabilność wyrobisk.

Jednym z wartościowych źródeł informacji są obserwacje górników wiercących otwory dla kotwi. Energia potrzebna na odwiercenie otworu jest proporcjonalna do wytrzymałości skały. Tak więc postęp wiertła przy stałej sile docisku wiertła jest miarą zwięzłości skał. Odpowiednie szkolenie wiertaczy, które uczyniłoby ich zdolnymi do robienia właściwych obserwacji, może być źródłem cennej informacji dla inżyniera górnictwa.

Gdy wiertło nagle przyspiesza penetrację, oznacza to, że obecna jest w stropie warstwa słaba, na przykład węgla, w której prawdopodobnie nastąpi separacja warstw stropowych.

TABLE 4.1 The Rock Mass Rating System (Geomechanics Classification of Rock Masses)[a]

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND THEIR RATINGS

Parameter			Ranges of Values						
1	Strength of intact rock material	Point-load strength index (MPa)	>10	4–10	2–4	1–2	For this low range, uniaxial compressive test is preferred		
		Uniaxial compressive strength (MPa)	>250	100–250	50–100	25–50	5–25	1–5	<1
	Rating		15	12	7	4	2	1	0
2	Drill core quality RQD (%)		90–100	75–90	50–75	25–50	<25		
	Rating		20	17	13	8	3		
3	Spacing of discontinuities		>2 m	0.6–2 m	200–600 mm	60–200 mm	<60 mm		
	Rating		20	15	10	8	5		
4	Condition of discontinuities		Very rough surfaces Not continuous No separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Slightly weathered walls	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Highly weathered wall	Slickensided surfaces or Gouge < 5 mm thick or Separation 1–5 mm Continuous	Soft gouge > 5 mm thick or Separation > 5 mm Continuous		
	Rating		30	25	20	10	0		
5	Groundwater	Inflow per 10 m tunnel length (L/min)	None	<10	10–25	25–125	>125		
		Ratio $\frac{\text{Joint water pressure}}{\text{Major principal stress}}$	0	<0.1	0.1–0.2	0.2–0.5	>0.5		
		General conditions	Completely dry	Damp	Wet	Dripping	Flowing		
	Rating		15	10	7	4	0		

B. RATING ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS

Strike and Dip Orientations of Discontinuities		Very Favorable	Favorable	Fair	Unfavorable	Very Unfavorable
Ratings	Tunnels and mines	0	−2	−5	−10	−12
	Foundations	0	−2	−7	−15	−25
	Slopes	0	−5	−25	−50	−60

C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED FROM TOTAL RATINGS

Rating	100 — 81	80 ← 61	60 ← 41	40 ← 21	<20
Class no.	I	II	III	IV	V
Description	Very good rock	Good rock	Fair rock	Poor rock	Very poor rock

D. MEANING OF ROCK MASS CLASSES

Class no.	I	II	III	IV	V
Average stand-up time	20 yr for 15-m span	1 yr for 10-m span	1 wk for 5-m span	10 h for 2.5-m span	30 min for 1-m span
Cohesion of the rock mass (kPa)	>400	300–400	200–300	100–200	<100
Friction angle of the rock mass (deg)	>45	35–45	25–35	15–25	<15

[a] After Bieniawski (1979).

Tablica 1. System geomechanicznej klasyfikacji górotworu RMR.

CHART 8.1 Roof Support Design Chart #1 for Coal Mines

ENTRY WIDTH: 20-FT

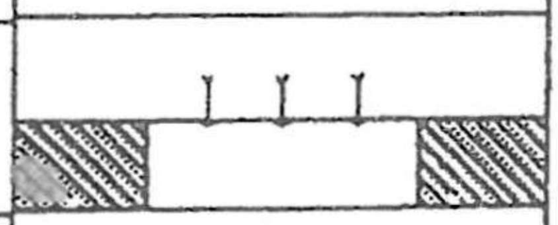
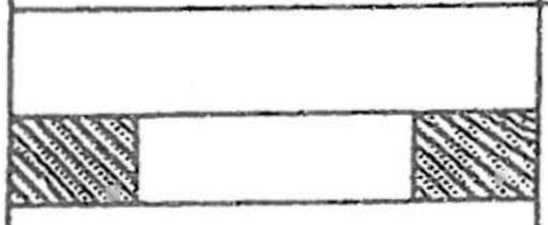
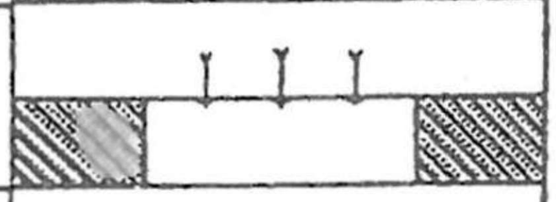
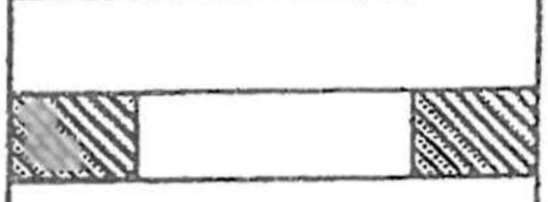
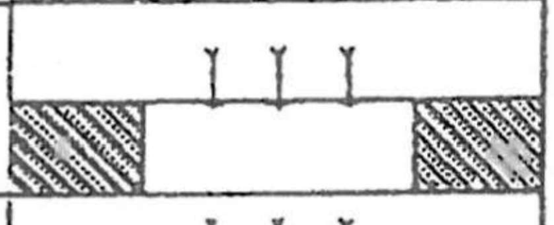
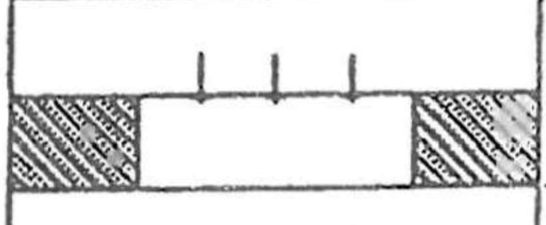
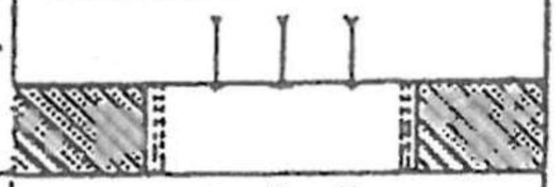
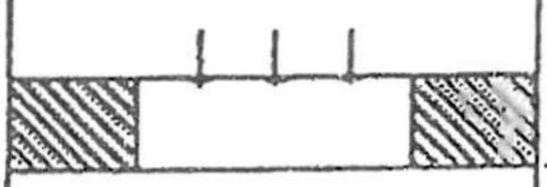
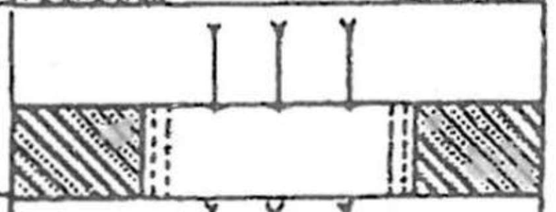
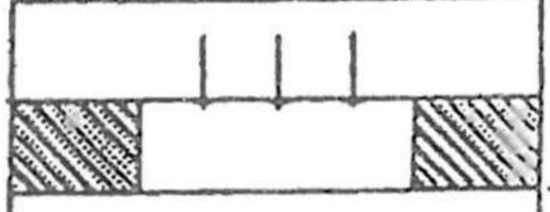
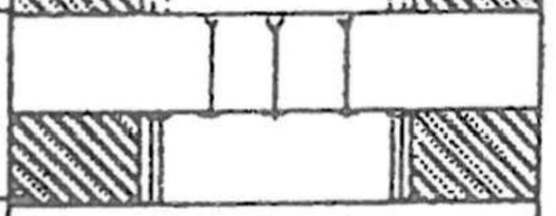
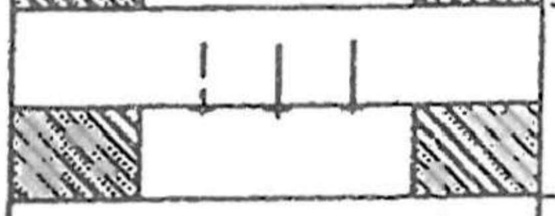
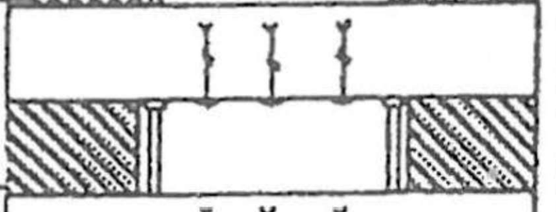
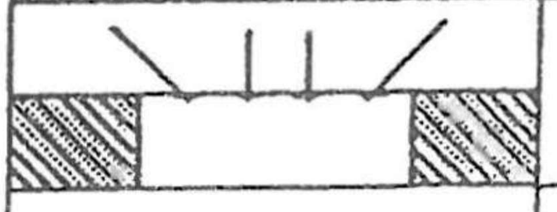
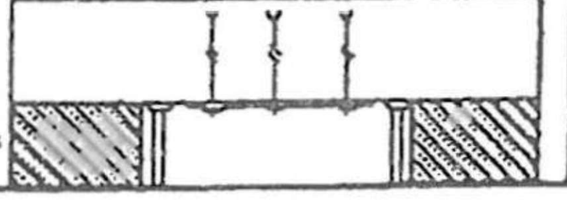
ROOF ROCK CLASS	ROCK MASS RATING (RMR)	ROCK LOAD HEIGHT H_T (FT)	SUPPORT SPECIFICATIONS		ALTERNATE SUPPORT PATTERNS		SPECIFICATIONS FOR POSTS
			MECHANICAL BOLTS	RESIN BOLTS	MECHANICAL BOLTS/POSTS	RESIN BOLTS/POSTS	
I VERY GOOD	90	2.0	L : 2.5' S : 5' x 5' G : 40 ϕ : 5/8" C : 6.2 tons			Not economical	
	80	4.0	L : 2.5" S : 5' x 4.5' G : 60 (40) ϕ : 3/4" (7/8") C : 11 tons	L : 2.5' S : 5' x 5' G : 60 ϕ : 3/4" C : 12 tons			
II GOOD	70	6.0	L : 3.0' S : 4' x 4' G : 60 ϕ : 3/4" C : 10 tons	L : 3.0' S : 5' x 5' G : 60 ϕ : 3/4" C : 18 tons			
	60	8.0	L : 4.0' S : 5' x 5' G : 60 ϕ : 5/8" C : 9 tons	L : 4.0' S : 5' x 5' G : 60 ϕ : 1" C : 23.7 tons			ϕ_p = 5.5" S_p = 10'
III FAIR	50	10.0	L : 5.0' S : 5' x 5' G : 40 ϕ : 3/4" C : 8 tons	L : 4.0' S : 5' x 4' G : 60 ϕ : 1" C : 23.7 tons			ϕ_p = 6.5" S_p = 10'
	40	12.0	L : 6.0' S : 5' x 5' G : 40 ϕ : 3/4" C : 7 tons	L : 4.0' S : 4' x 4' G : 60 ϕ : 1" C : 23.7 tons			ϕ_p = 6.5" S_p = 7.5'
IV POOR	30	14.0	L : 7.0' S : 5' x 5' G : 40 ϕ : 5/8" C : 6 tons	L : 5' S : 5' x 5' G : 60 ϕ : 3/4" C : 12 tons			ϕ_p = 5.5" S_p = 5'
	20	16.0	L : 8.0' S : 4' x 4.5' G : 40 ϕ : 5/8" C : 5 tons	L : 5' S : 5' x 5' G : 60 ϕ : 3/4" C : 12 tons	S_p = 4.5'	S_p = 5'	ϕ_p = 6.0"

L = bolt length
S = bolt spacing
G = grade of steel
ϕ = bolt diameter
c = bolt capacity
ϕ_p = post diameter
S_p = post spacing

Tablica 2. Schemat projektowania obudowy kotwiowej bazujący r klasyfikacji RMR dla szerokości wyrobiska 6,9 m.

CHART 8.2 Roof Support Design Chart #2 for Coal Mines

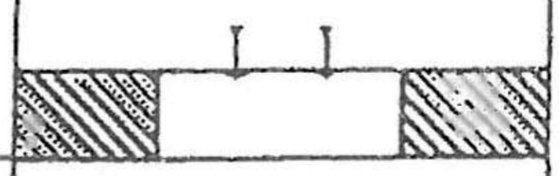
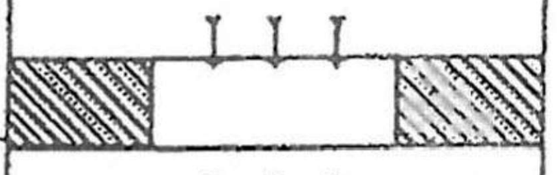
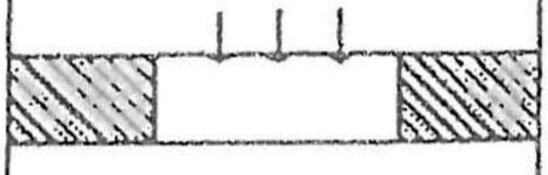
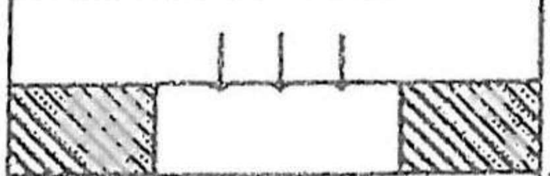
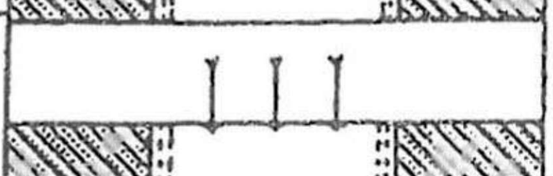
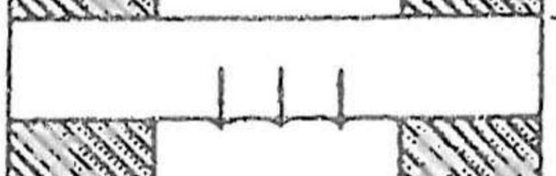
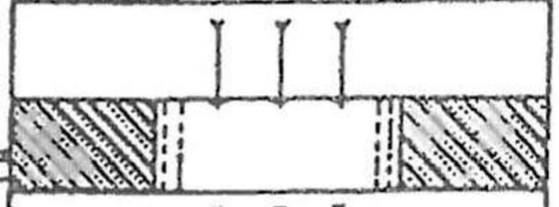
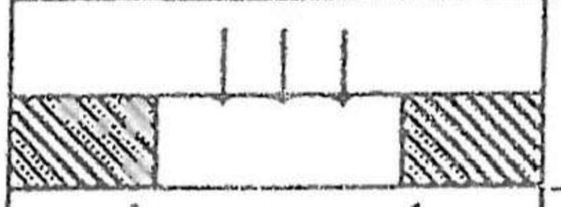
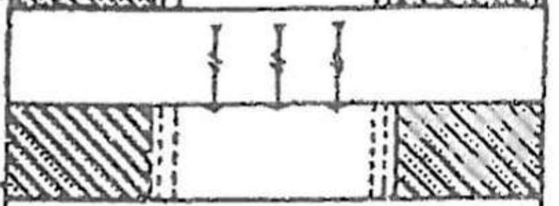
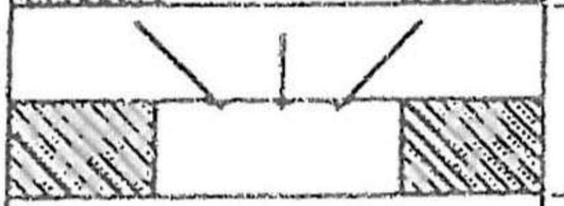
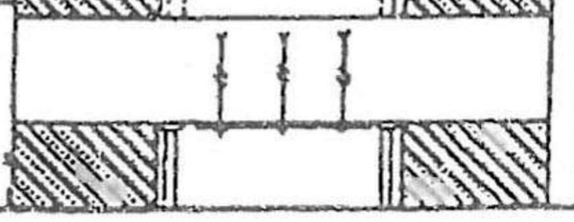
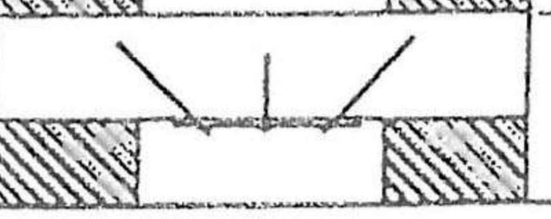
ENTRY WIDTH: 18-FT

ROCK CLASS	ROCK MASS RATING (RMR)	ROCK LOAD HEIGHT H_T (FT)	SUPPORT SPECIFICATIONS: MECHANICAL BOLTS	SUPPORT SPECIFICATIONS: RESIN BOLTS	ENTRY ALTERNATE SUPPORT PATTERNS: MECHANICAL BOLTS/POSTS	ENTRY ALTERNATE SUPPORT PATTERNS: RESIN BOLTS/POSTS	SPECIFICATIONS FOR POSTS
I VERY GOOD	90	1.8	L : 2.5' S : 5' x 5' G : 40 ϕ : 5/8" C : 6.2 tons				
	80	3.6	L : 2.5' S : 5' x 5' G : 60 (40) ϕ : 3/4" (7/8") C : 11 tons				
II GOOD	70	5.4	L : 3.0' S : 4.5' x 4' G : 60 ϕ : 3/4" C : 10 tons	L : 2.5' S : 4.5' x 5' G : 40 ϕ : 1" C : 15 tons			
	60	7.2	L : 4.0' S : 4.5' x 5' G : 60 ϕ : 5/8" C : 9 tons	L : 3.0' S : 4.5' x 4.5' G : 60 ϕ : 1" C : 18 tons			ϕ_p = 4.0" S_p = 7.5'
III FAIR	50	9.0	L : 5.0' S : 4.5' x 5' G : 40 ϕ : 3/4" C : 8 tons	L : 4.0' S : 4.5' x 5' G : 60 ϕ : 1" C : 23.7 tons			ϕ_p = 5.5" S_p = 10.0'
	40	10.8	L : 6.0' S : 4.5' x 5' G : 40 ϕ : 3/4" C : 7 tons	L : 4.0' S : 4.5' x 4' G : 60 ϕ : 1" C : 23.7 tons			ϕ_p = 5.0" S_p = 5.0'
IV POOR	30	12.6	L : 7.0' S : 4.5' x 4.5' G : 40 ϕ : 5/8" C : 6 tons	L : 4.0' S : 4' x 4' G : 60 ϕ : 1" C : 23.7 tons			ϕ_p = 5.0" S_p = 4.5'
	20	14.4	L : 8.0' S : 4.5' x 4' G : 40 ϕ : 5/8" C : 5 tons	L : 4.0' S : 4' x 4' G : 60 ϕ : 1-1/4" C : 28.74 tons			ϕ_p = 5.0" S_p = 4.0'

blica 3. Schemat projektowania obudowy kotwiowej bazujący na klasyfikacji RMR dla szerokości wyrobiska 5,5 m.

CHART 8.3 Roof Support Design Chart #3 for Coal Mines

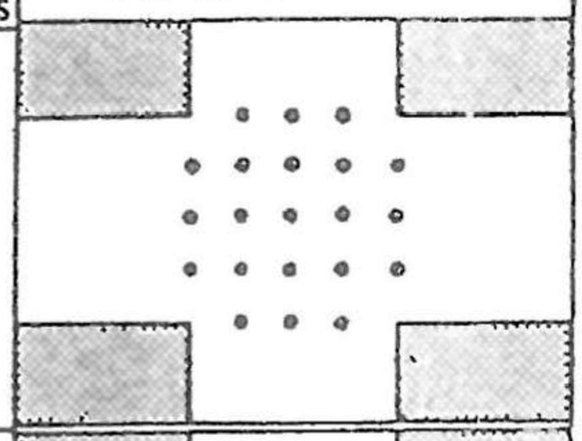
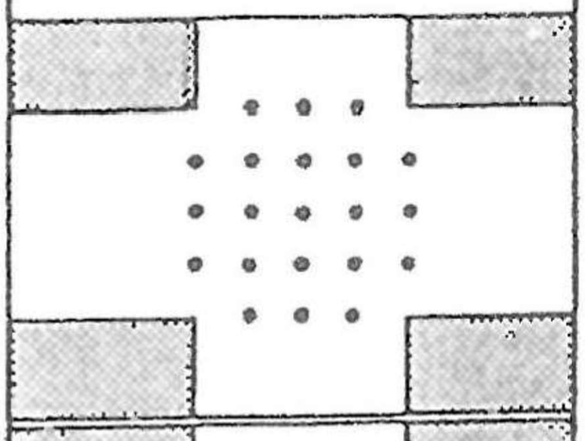
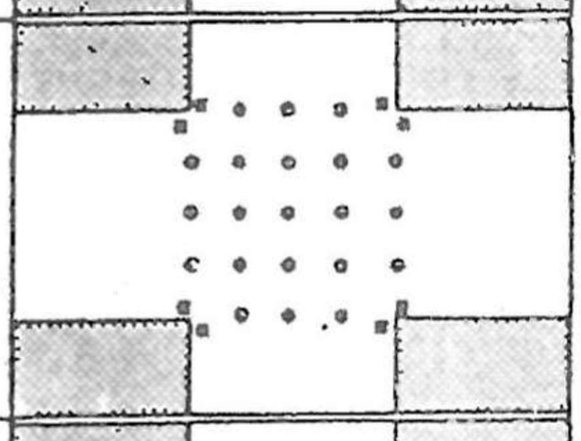
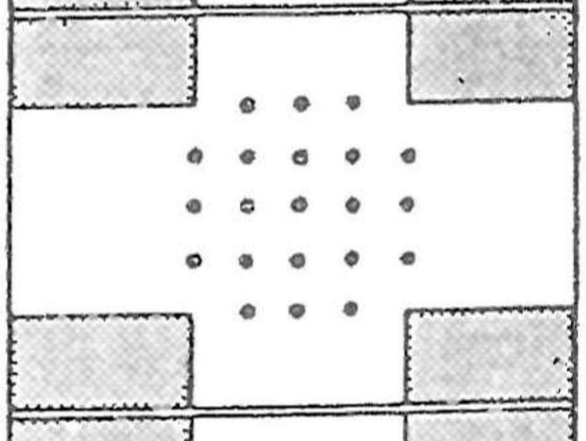
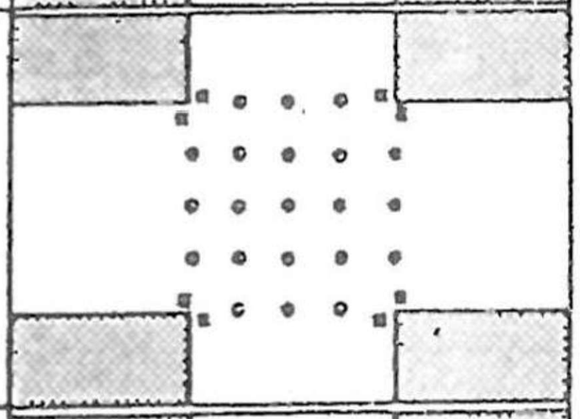
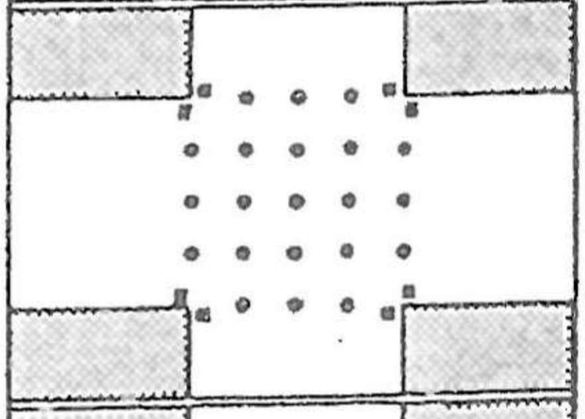
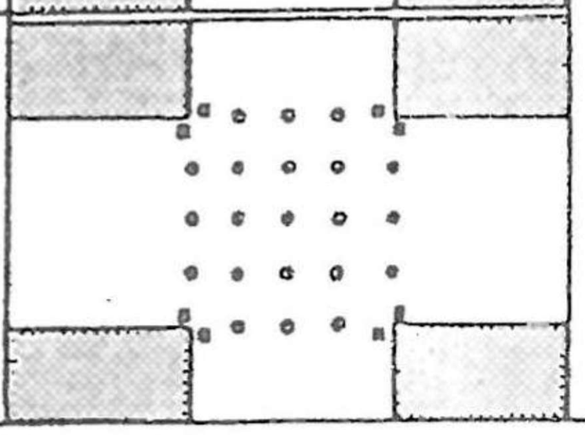
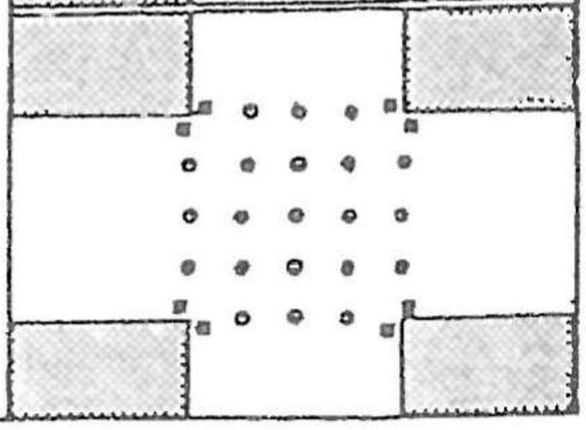
ENTRY WIDTH: 16-FT

ROCK CLASS	ROCK MASS RATING (RMR)	ROCK LOAD HEIGHT RMR(FT)	SUPPORT SPECIFICATIONS		ALTERNATE SUPPORT - PATTERNS		SPECIFICATIONS FOR POSTS
			MECHANICAL BOLTS	RESIN BOLTS	MECHANICAL BOLTS/POSTS	RESIN BOLTS/POSTS	
I VERY GOOD	90	1.5	L : 2.5' S : 6' x 5' G : 40 ϕ : 5/8" C : 6.2 tons			Not economical	
	80	3.2	L : 2.5' S : 6' x 5' G : 60 (40) ϕ : 3/4" C : 11 tons			Not economical	
II GOOD	70	4.8	L : 3.0' S : 4' x 4.5' G : 60 (40) ϕ : 3/4" C : 10 tons	L : 2.5' S : 4' x 5' G : 60 ϕ : 3/4" C : 12 tons			
	60	6.4	L : 4.0' S : 4' x 5' G : 60 ϕ : 5/8" C : 9 tons	L : 3.0' S : 4' x 5' G : 40 ϕ : 1" C : 15.8 tons			ϵ_p = 4.0" S_p = 10'
III FAIR	50	8.0	L : 4.0' S : 4' x 5' G : 40 ϕ : 3/4" C : 8 tons	L : 3.0' S : 4' x 4.5' G : 60 ϕ : 1" C : 18 tons			ϵ_p = 5.0" S_p = 10'
	40	9.6	L : 5.0' S : 4' x 5' G : 40 ϕ : 3/4" C : 7 tons	L : 4.0' S : 4' x 5' G : 60 ϕ : 1" C : 23.7 tons			ϵ_p = 5.5" S_p = 10'
IV POOR	30	11.2	L : 6.0' S : 4' x 5' G : 40 ϕ : 5/8" C : 6 tons	L : 4.0' S : 4' x 4.5' G : 60 ϕ : 1" C : 23.7 tons			ϵ_p = 4.5" S_p = 5'
	20	12.8	L : 7.0' S : 4' x 5' G : 40 ϕ : 5/8" C : 5 tons	L : 4.0' S : 4' x 4' G : 60 ϕ : 1" C : 23.7 tons			ϵ_p = 5.0" S_p = 5'

Tablica 4. Schemat projektowania obudowy kotwiowej bazujący na klasyfikacji RMR dla szerokości wyrobiska 4,9 m.

CHART 8.4 Roof Support Design Chart #4 for Coal Mines

INTERSECTION OF TWO ENTRIES — ENTRY WIDTH: 20-FT

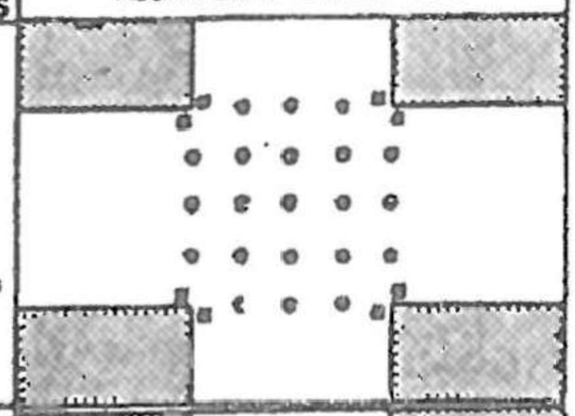
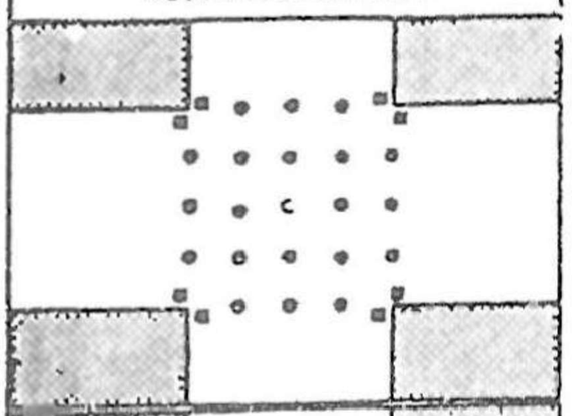
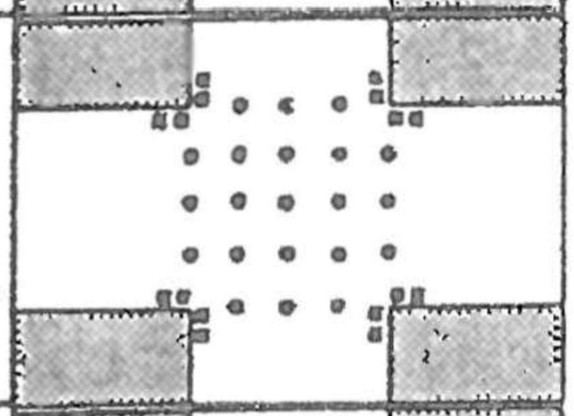
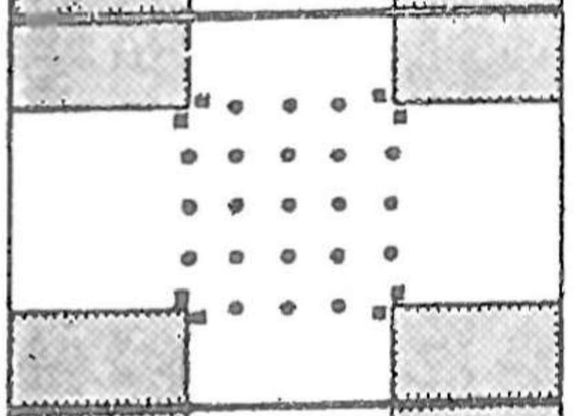
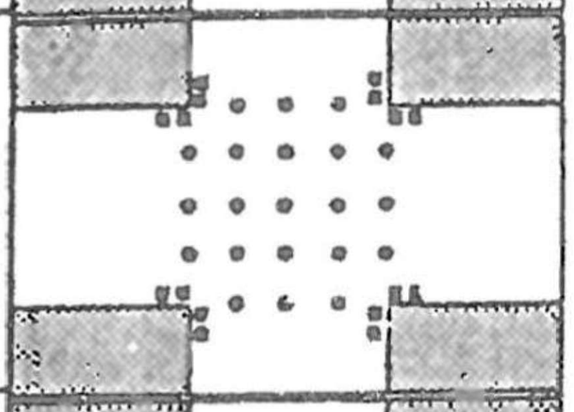
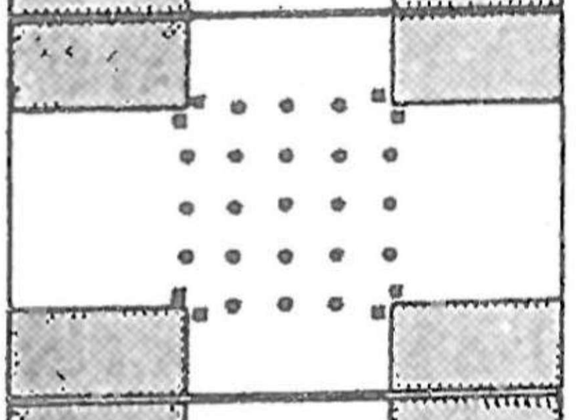
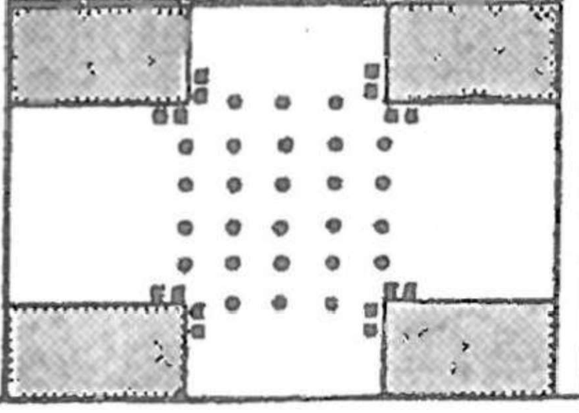
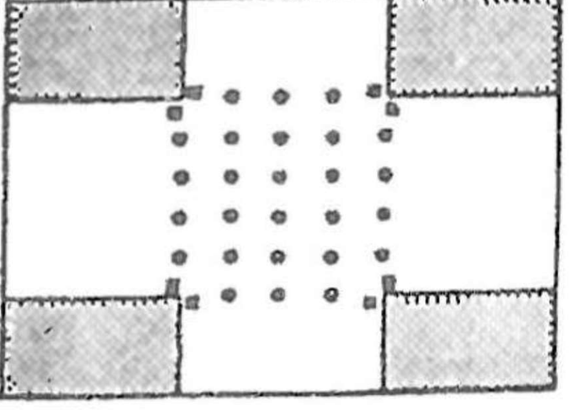
ROCK CLASS	ROCK MASS RATING RMR	ROCK LOAD HEIGHT H_R (FT)	SUPPORT SPECIFICATIONS: MECHANICAL BOLTS/POSTS	SUPPORT SPECIFICATIONS: RESIN BOLTS/POSTS	ALTERNATE SUPPORT - PATTERNS: MECHANICAL BOLTS/POSTS	ALTERNATE SUPPORT - PATTERNS: RESIN BOLTS/POSTS
I	90	2.8	L : 2.5' S : 5' x 5' G : 40 ϕ : 3/4" C : 8.8 tons	L*: 3.0'/3.0' S : 5' x 5' G : 40 ϕ : 3/4" C : 8.8 tons		
VERY GOOD	80	5.7	L : 3.0' S : 5' x 5' G : 40 ϕ : 5/8" C : 6.2 tons ϕ_p : 4"	L*: 4.0'/4.0' S : 5' x 5' G : 60 ϕ : 1" C : 23.7 tons		
II	70	8.5	L : 5.0' S : 5' x 5' G : 40 ϕ : 3/4" C : 8.8 tons ϕ_p : 5"	L*: 3.0'/5.0' S : 5' x 5' G : 60 ϕ : 3/4" C : 13.2 tons ϕ_p : 4.5"		
GOOD	60	11.3	L : 6.0' S : 5' x 5' G : 40 ϕ : 3/4" C : 8.8 tons ϕ_p : 6"	L*: 3.5'/6.0' S : 5' x 5' G : 60 ϕ : 3/4" C : 13.2 tons ϕ_p : 5.5"		

L*: Resin Length/Bolt Length

ablica 5. Schemat projektowania obudowy kotwiowej bazujący na klasyfikacji RMR dla skrzyżowania wyrobisk o szerokoś 6,9 m, dla lepszych warunków stropowych.

CHART 8.5 Roof Support Design Chart #5 for Coal Mines

INTERSECTION OF TWO ENTRIES ENTRY WIDTH: 20-FT

ROCK CLASS	ROCK MASS RATING RMR	ROCK LOAD HEIGHT H_R (FT)	SUPPORT SPECIFICATIONS: MECHANICAL BOLTS/POSTS	SUPPORT SPECIFICATIONS: RESIN BOLTS/POSTS	ALTERNATE SUPPORT - PATTERNS: MECHANICAL BOLTS/POSTS	ALTERNATE SUPPORT - PATTERNS: RESIN BOLTS/POSTS
III FAIR	50	14.2	L : 7.0' S : 5' x 5' G : 40 ϕ : 5/8" C : 6.2 tons ϕ_p : 7"	L*: 3.5/6.0' S : 5' x 5' G : 60 ϕ : 3/4" C : 13.2 tons ϕ_p : 6.5"		
	40	17.0	L : 9.0' S : 5' x 5' G : 40 ϕ : 5/8" C : 6.2 tons ϕ_p : 5.5"	L*: 3.5/7.0' S : 5' x 5' G : 40 ϕ : 1" C : 15.8 tons ϕ_p : 7"		
IV POOR	30	19.8	L : 10.0' S : 5' x 5' G : 40 ϕ : 5/8" C : 6.0 tons ϕ_p : 6.0"	L*: 4.5/8.0' S : 5' x 5' G : 60 ϕ : 1" C : 23.7 tons ϕ_p : 7"		
	20	22.6	L : 12.0' S : 5' x 4' G : 40 ϕ : 5/8" C : 5.0 tons ϕ_p : 6.5"	L*: 5.0'/8.0' S : 5' x 4' G : 60 ϕ : 1" C : 23.7 tons ϕ_p : 7"		

L*: Resin Length/Bolt Length

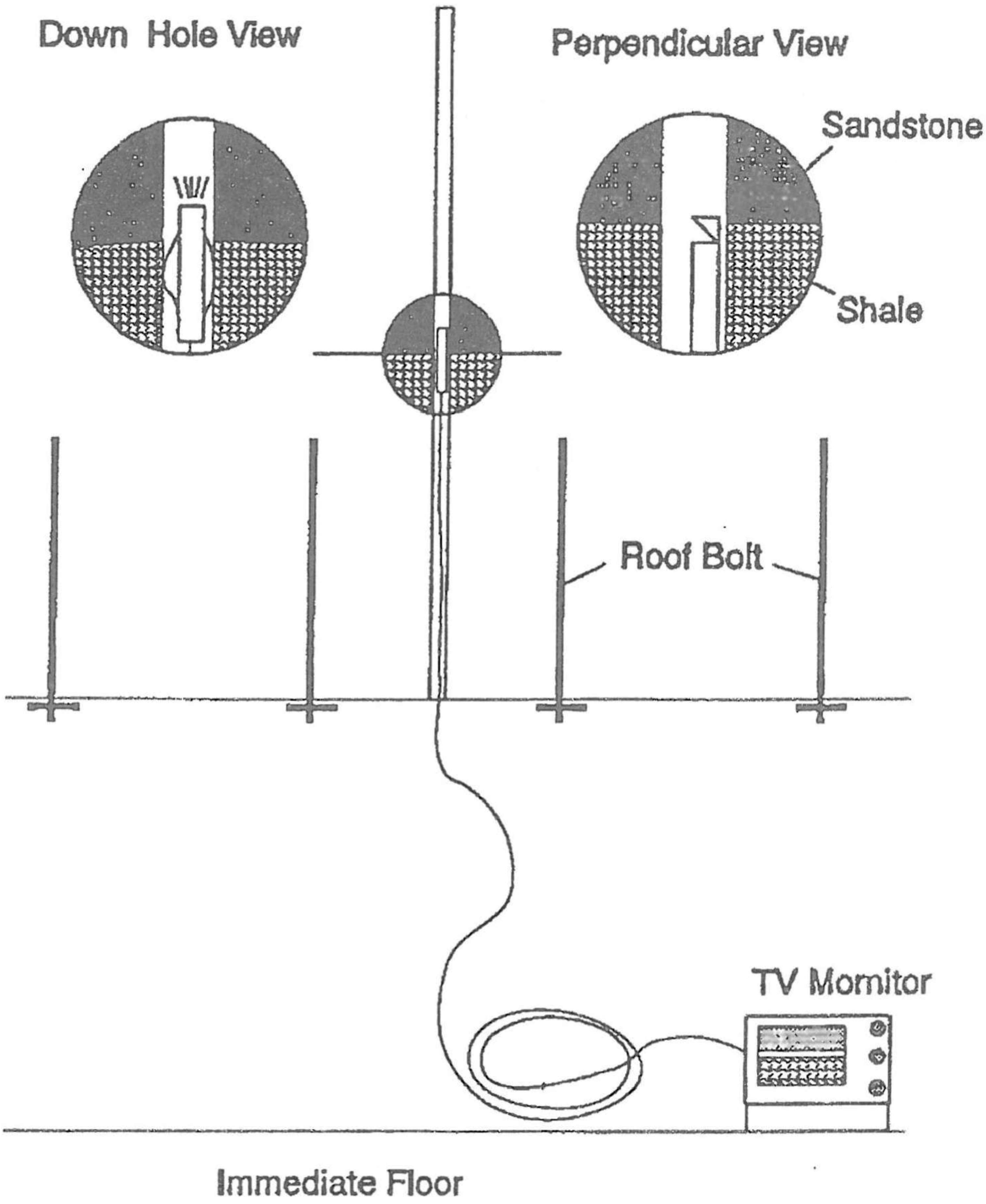
Tablica 6. Schemat projektowania obudowy kotwiowej bazujący n klasyfikacji RMR dla skrzyżowania wyrobisk o szerok 6,9 m, dla gorszych warunków stropowych.

TABELA 7

Schemat projektowania obudowy kotwiowej bazujący na klasyfikacji RMR dla tunelowych wyrobisk sklepionych o szerokości 10 m, przebijanych metodą strzelniczą

Rock mass class	Excavation	Support		
		Rockbolts (20 mm dia., fully grouted)	Shotcrete	Steel sets
I Very good rock RMR: 81—100	Full face: 3 m advance	Generally no support required except for occasional spot bolting		
II Good rock RMR: 61—80	Full Face 1.0—1.5 m advance; Complete support 20 m from face	Locally bolts in crown 3 m long, spaces 2.5 m with occasional wire mesh	50 mm in crown where required	None
III Fair rock RMR: 41—60	Top heading and bench: 1.5—3 m advance in top heading; Commence support after each blast; Complete support 10 m from face	Systematic bolts 4 m long, spaced 1.5—2 m in crown and walls with wire mesh in crown	50—100 mm in crown and 30 mm in sides	None
IV Poor rock RMR: 21—40	Top heading and bench: 1.0—1.5 m advance in top heading; Install support concurrently with excavation — 10 m from face	Systematic bolts 4—5 m long, spaced 1—1.5 m in crown and walls with wire mesh	100—150 mm in crown and 100 mm in sides	Light ribs spaced 1.5 m where required
V Very poor rock RMR: < 20	Multiple drifts: 0.5—1.5 m advance in top heading; Install support concurrently with excavation; shotcrete as soon as possible after blasting	Systematic bolts 5—6 m long, spaced 1—1.5 m in crown and walls and with wire mesh. Bolt invert	150—200 mm in crown 150 mm in sides and 50 mm on face	Medium to heavy ribs spaced 0.75 m with steel lagging and forepoling if required. Close invert

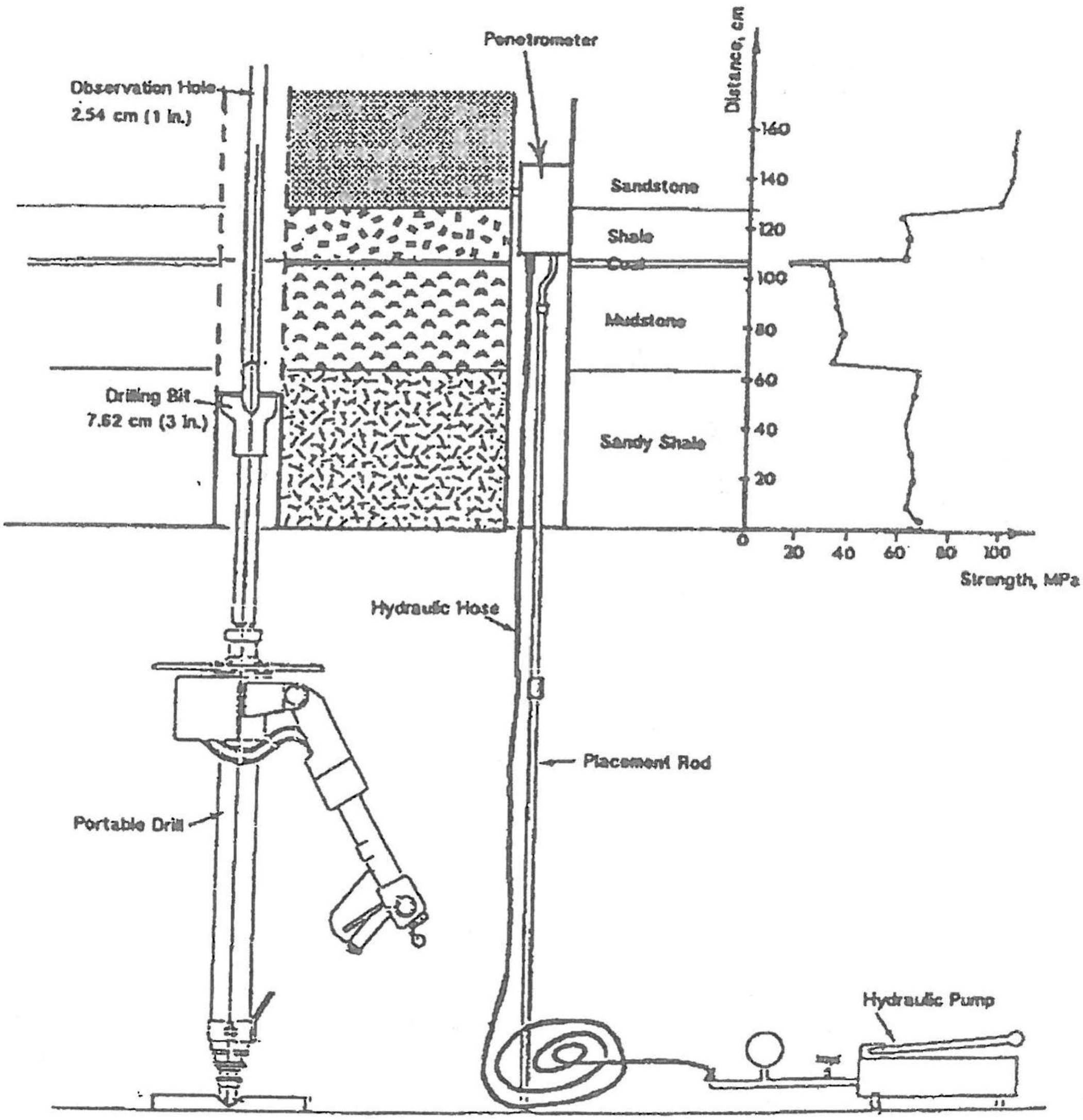
Inny sposób pozwalający na dokładne ustalenie układu warstw skalnych jest oparty na obserwacjach dokonywanych w otworach badawczych. Otwory te wiercone są tym samym sprzętem wiertniczym co kotwiowe i mogą mieć te same średnice co otwory kotwiowe. Wierci się je co pewien dystans, aby uchwycić prawdopodobne zmiany z punktu widzenia geologicznych warunków danego regionu.



Rys. 26. Schemat zastosowania telewizyjnej kamery otworowej do inspekcji stropu kopalnianego

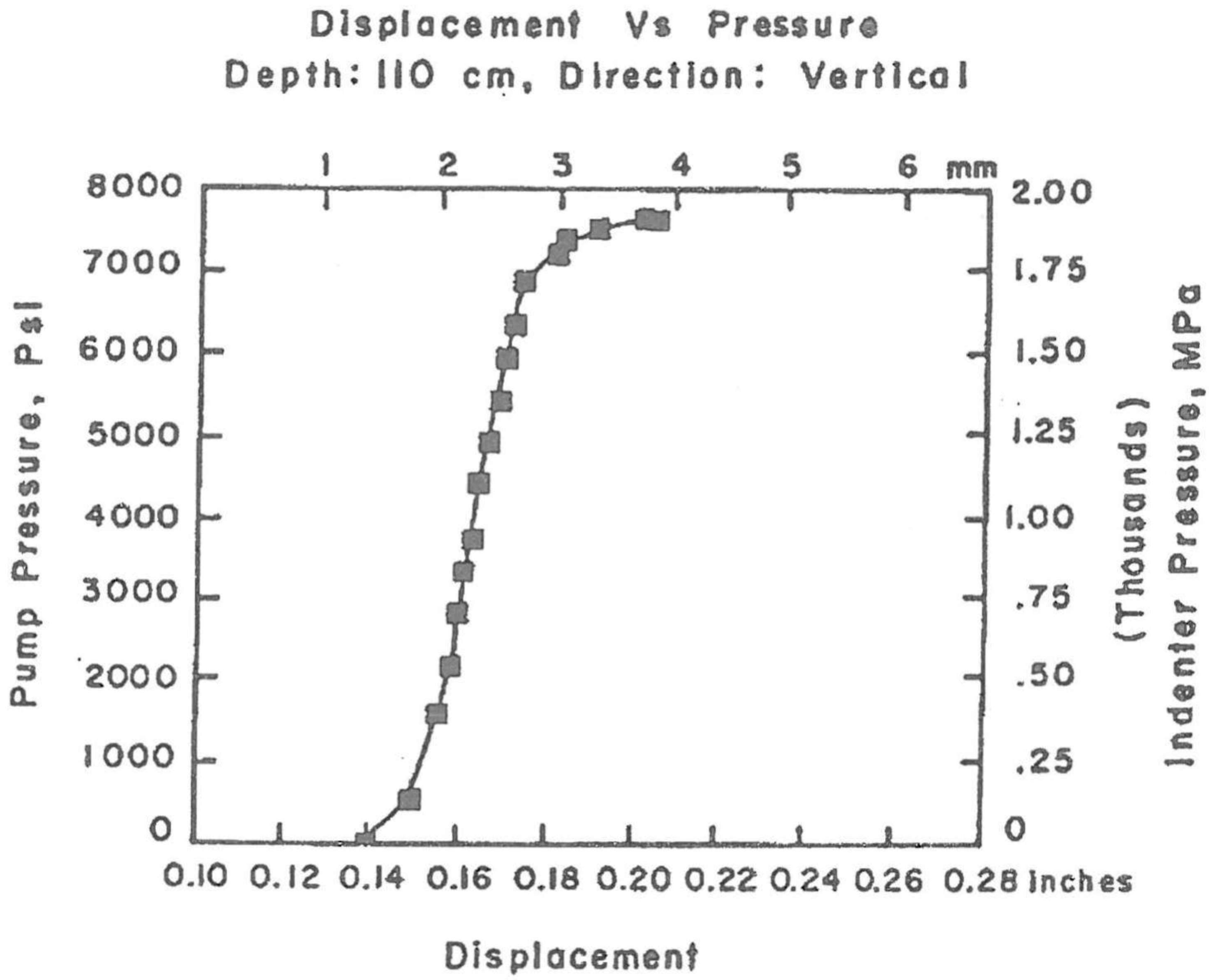
Do otworu wprowadza się miniaturową kamerę telewizyjną, która pracuje w dwóch konfiguracjach (rys. 26). W pierwszej, dla szybkich obserwacji, kamera patrzy w głąb otworu, dając obraz podobny do tego, jaki widzi obserwator poruszający się w tunelu. W czasie takiej lustracji zaznacza się miejsca (jako odległość od początku otworu), w których występują zmiany lub separacje. Następnie zakłada się na głowicę kamery lusterko pod katem 45° do osi optycznej, aby można było obserwować ściankę otworu „na wprost". Umożliwia to ocenę jakości skały, podobnie jak w czasie makroskopowego badania rdzeni wiertniczych. Obraz jest w kolorze i może być nagrywany na małym rekorderze, którego ścieżka głosowa rejestruje komentarz prowadzącego obserwacje (dla późniejszego oglądania

taśmy i dalszych studiów już poza kopalnią). Jeśli otwór przecina odseparowane powierzchnie skał, szerokość tych separacji (szczelin) może być dokładnie zmierzona, wprost na ekranie monitora, skalówką. Dla danej średnicy otworu powiększenie jest stałe (zwykle 3—5 razy). Nawet najmniejsze pęknięcia są widoczne. Efektywność obudowy kotwiowej może być dobrze oceniona przez takie obserwacje, które mogą być podstawą do wprowadzenia właściwych zmian. Zasięg kamery wynosi około siedem metrów, na której to długości nie występuje jeszcze osłabienie sygnału w światłowodzie kamery. Autor używa często kamery otworowej TV do różnych celów w dołowych badaniach górotworu i w pełni jest świadomy jej przydatności.



Rys. 27. Schemat zastosowania penetrometru otworowego do badania wytrzymałości stropu

Penetrometr otworowy jest także bardzo przydatnym urządzeniem w ocenie jakości stropów. Autor zbudował penetrometr podobny w zasadzie działania do penetrometru GIG-u. Ma on jednak mniejszą średnicę, wymagającą otworu 76 mm (rys. 27). Iglica penetrometru połączona jest z czujnikiem indukcyjnym, podczas gdy w systemie hydraulicznym znajduje się przetwornik ciśnienia. W czasie pomiaru sygnały z obu tych czujników rejestrowane są w automatycznym rekorderze danych w postaci plików. Te z kolei przekazywane są do komputera, gdzie przez odpowiedni program można je oglądać jako wykres ciśnienie–deformacja (rys. 28). Kąt nachylenia charakterystyki jest proporcjonalny do sztywności skały. Ciśnienie maksymalne, pod którym następuje zniszczenie skały pod głowicą penetrometru, jest proporcjonalne do wytrzymałości skały na ściskanie i rozciąganie.



Rys. 28. Wykres zależności ciśnienie — odkształcenie (pod iglicą) przy penetrometrycznej metodzie badania wytrzymałości stropu

Jak wynika z doświadczeń autora, najdogodniej jest rozwiercać otwory obserwacyjne dla kamery video i, prowadząc w nich badania penetrometryczne, uzyskiwać dane porównawcze kompozycji skał i ich danych wytrzymałościowych. Daje to dobrą podstawę dla doboru i projektowania obudowy kotwiowej.

Badania typu opisanego powyżej są szczególnie pożądane w przypadku doboru obudowy dla pól eksploatacji ścianowej o znacznych rozmiarach. W USA tzw. „super pola" dochodzą do 300 m szerokości i 4 km długości. Prawdopodobieństwo zmiany warunków stropowych na tak znacznym obszarze jest duże. Jak wspomniano poprzednio, chodniki pod, i nadścianowe

wzmacniane za pomocą wtórnej obudowy. Zazwyczaj obudowa taka jest jednakowa po obu stronach pola. W rzeczywistości okazuje się później, że występują problemy ze statecznością wyrobisk, wymagające dodatkowego wzmocnienia obudowy w czasie eksploatacji. Jest to zawsze kosztowne i przeszkadza w produkcji. Przez badania typu *in situ* można tego uniknąć, poznając lepiej warunki i projektując odpowiednio obudowę. Po uzyskaniu lepszych warunków stropowych można stosować lżejsze systemy obudowy i oszczędzać na kosztach materiałów i instalacji.