

ERAZM FRYCZKOWSKI

ROZWÓJ SYSTEMÓW WYBIERANIA GRUBYCH
I STROMYCH POKŁADÓW WĘGLA

Dane statystyczne wykazują, że w Polsce, w rocznej produkcji węgla kamiennego, procentowy udział wydobycia z pokładów o różnym nachyleniu, kształtuje się przeciętnie następująco:

z pokładów o nachyleniu	0- 5 ^o	25,6%
	5-30 ^o	64,1%
	30-45 ^o	7,5%
	45-90 ^o	2,8%

Z przekrojów geologicznych wynika, że pokładów węgla zalegających stromo w zagłębiach węglowych Polski jest mało. Pokładów stromych, a jednocześnie grubych (powyżej 3,5 m), jest jeszcze mniej. Załedwie 4 kopalnie mają w swych złożach pokłady grube.

Sprawa wydobywania węgla z pokładów grubych i stromych* zyska w Polsce na aktualności, gdy ruszy w szerszych rozmiarach eksploatacja północno-zachodniego skrzydła niecki bytomskiej oraz gdy wejdą do eksploatacji pokłady zalegające w siodle Mszana - Jastrzębie Zdrój.

Systemom eksploatacji pokładów stromych i grubych poświęcono, jak dotychczas, w czasopismach technicznych polskich bardzo mało miejsca [4][5][6]. Po ostatniej wojnie autor niniejszego referatu poruszył tę sprawę, ogłaszając [1] opis metod stosowanych przez techników niemieckich w kopalni Miechowice przy eksploatacji pokładu grubości 4,5 m, nachylonego pod kątem 45-90°. Wynalezienie w ZSRR przez N.Czinakała ruchomej obudowy w formie tarczy i stworzenie swoistego systemu wybierania pod osłoną tej tarczy, nazwanego u nas systemem tarczowym spowodowało, że w Przeglądzie Górniczym ukazały się opisy tego oryginalnego sposobu eksploatacji [2][3].

* Obecnie wydobycie z takich pokładów wynosi około 0,5% rocznej produkcji Zagłębia Górnosląskiego.

Również i w polskich podręcznikach górnictwa systemom wybierania grubych pokładów udzielono mało miejsca. Nawet w klasycznym podręczniku W. Budryka "Eksploracja złóż" nie ma specjalnego rozdziału poświęconego tym problemom, a o nich się tylko wspomina przy omawianiu innych systemów wybierania. Dopiero w Poradniku Górnika, [7] W. Budryk razem z J. Piątkowskim, w rozdziale omawiającym systemy eksploatacji pokładów grubych, omówili 3 systemy dostosowane do pokładów stromych i grubych, a mianowicie:

- a) system komorowy z magazynowaniem urobku,
- b) wsteczne wybieranie filarów z wyrębisk przygotowawczych,
- c) system tarczowy prof. N. Czinakała.

Obecnie, po przystąpieniu do wybierania pokładów grubych zalegających w północno-zachodnim skrzydle niecki Bytomskiej, sprawa eksploatacji pokładów grubych i stromych aktualizuje się. Na czasie przeto będzie krótkie omówienie postępu technicznego w rozwoju systemów wybierania grubych i stromych pokładów, jaki daje się zaobserwować w ostatnich 10-15 latach.

Znane dotychczas i najczęściej stosowane systemy wybierania takich pokładów można podzielić na trzy grupy:

A. Systemy wybierania warstwami, przy czym każda warstwa traktowana jest jako oddzielny pokład.

B. Systemy wybierania od razu na całą grubość pokładu bez dzielenia go na warstwy.

C. Systemy kombinowane.

W każdej z tych grup istnieją metody wybierania:

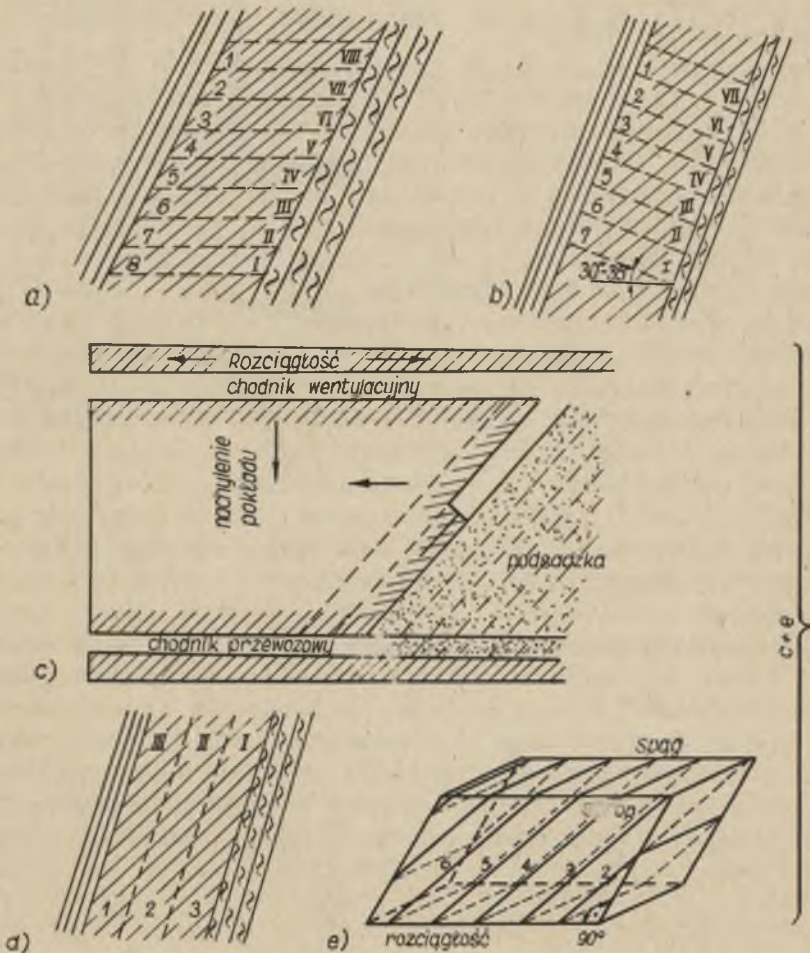
- 1) z zawałem stropu, lub
- 2) z podsadzką suchą, wzgl. płynną.

A. Grupa systemów warstwowych

Grubość warstw ustalana jest zazwyczaj na 2,5 do 3,5 m, niekiedy jednak dochodzi do 4-5 m. Mniejszą grubość mają warstwy wybierane systemem ścianowym, większą systemem zabierkowym.

Pokłady węgla mogą być wybierane warstwami:

1. poziomymi (rys.1a),
2. przekątnymi, mającymi nachylenie $30-40^\circ$ do poziomu w kierunku:
 - a) od stropu do spągu (rozciągłość warstw jest równoległa do rozciągłości pokładu - rys.1b);
 - b) od pułapu do spodka (nachylenie leżące, rozciągłość warstw jest prostopadła do linii szerzenia pokładu - rys.1c i 1e),
3. nachylonymi równoległe do spągu (rys.1d).



Rys. 1

1. Wybieranie warstwami poziomymi. 2. Wybierania warstwami przekątnymi, nachylonymi pod kątem 30-40° do poziomemu

Ogólny kierunek wybierania warstw (rys. 1a i 1b) może być z góry na dół (w kierunku upadu pokładu, na rys. 1 cyfry arabskie) lub z dołu do góry (w kierunku wzniosu, na rys. 1 cyfry rzymskie).

Przy przesuwaniu się eksploatacją z góry na dół roboty wybierkowe można prowadzić:

- a) z zawałem pułapu,
- b) z podsadzką suchą (ręczną lub mechaniczną-miotaną, dmuchaną),
- c) z podsadzką płynną, utwardzoną przy spodku.

Zawał stropu wyrobiska przeznaczonego do zarabowania poprzedzany jest zwykle wypuszczeniem z nadległych warstw rumowiska, tworzącego tzw. "matę" (mata - poduszka z kamienia i niewyrabowanego drewna z obudowy).

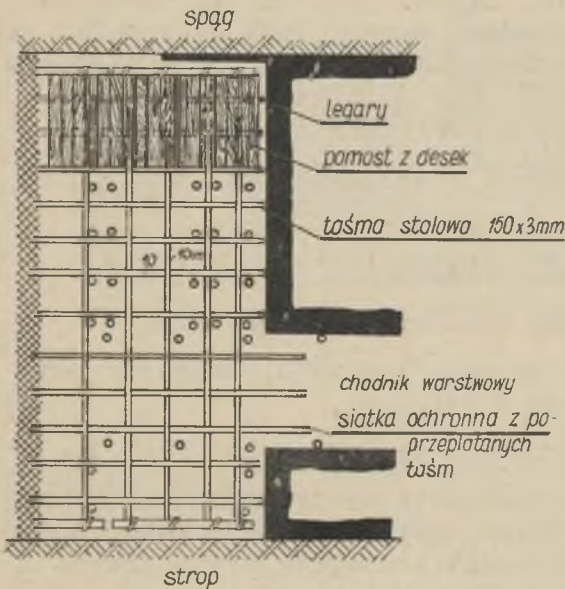
Wybieranie warstw z podsadzką suchą ręczną lub miotaną jest obecnie rzadko stosowane. Przy stosowaniu podsadzki suchej dmuchanej lub płynnej można wybierać zarówno z góry na dół (w kierunku upadu) jak i z dołu do góry w kierunku wzniosu. Najczęściej spotykany jest kierunek wybierania z góry na dół. Wybieranie warstw w kierunku z góry na dół, ze względu na zagrożenie pożarowe, jest bezpieczniejsze aniżeli w kierunku odwrotnym. Przy wybieraniu bowiem warstw z dołu do góry, węgiel oparty na podsadzce, która pod wpływem ciśnienia i wysychania osiada, pęka, co powoduje wypadanie dużych brył kopaliny z pułapu w przodku roboczym, tworzenie się szczelin w pokładzie i dużej ilości w nich miazgi i pyłu, a w sumie samozapalenie się węgla.

Przy wybieraniu warstw z góry na dół: a) obudowa wyrobisk jest pewniejsza, gdyż opiera się o nienaruszoną od dołu caliznę, a nie stoi na podsadzce; b) odpowiednie są warunki dla zastosowania kompleksowej mechanizacji (urabiania, samoczynnego ładunku na przenośniki przy strzelaniu itp.); c) w łatwy sposób można odmetałować warstwy dolne pokładu; d) można zastosować obudowę stalową.

Wybieranie z góry na dół, o ile odbywa się z zawałem stropu, powoduje:

1. Duże straty węgla (tablica 1).
2. Wielki rozchód drewna.

Przed spowodowaniem bowiem zawału stropu lub przed wypuszczeniem rumowiska z pułapu, na spodku wybranego wyrobiska musi być ułożony pomost z desek lub okorków na legarach (połowicach). Pod te legary jako pod stropnice podbija się stojaki przy wybieraniu następnej dolnej warstwy. Taki pomost z desek jest skuteczny, jeżeli robotami wybierkowymi w dolnej warstwie podejść pod niego przed wpływem jednego lub półtora rcku po jego ułożeniu i zasypaniu zawaliskiem. Przy dłuższych odstępach czasu pomost jest na tyle przegniły i połamany, że nie stanowi



Rys.2

dostatecznie pewnego pułapu dla dolnej warstwy. Zachodzi wówczas konieczność pozostawiania w pułapie wybieranej warstwy ławy kopaliny grubości od 0,5-1 m. Aby nie zostawiać ławy kopaliny w pułapie i zmniejszyć rozchód drewna układa się obecnie powszechnie na spodku wybranego wyrobiska siatkę z taśm stalowych, wzajemnie po-przeplątanych (rys.2), przymocowaną do legarów, a na nią jedną lub dwie siatki z drutu stalowego średnicy 3-4 mm. Siatki pod wpływem ciężaru zawału uginają się przy podebraniu ich od dołu, nie puszczając kamienia i stopniowo osiadają na spągu dolnej warstwy. Po wybraniu 2-3 warstw siatki są na tyle zdeformowane, że trzeba zakładać nowe.

Ostatnio zaczęto na spodku wybranych warstw zamiast pomostów z desek i zabezpieczeń z siatek, robić pomosty

z utwardzonej podsadzki suchej (82% sproszkowanego kamienia i 18% wapna) lub też z żelbetu. Pomosty takie tworzą wytrzymały strop dla dolnej warstwy. System warstw poziomych, w kolejności ich wybierania z góry na dół, szczególnie w odmianie z podsadzaniem wybranych przestrzeni, stosowany jest dosyć często przy eksploatacji grubych i stromych pokładów. Jest on systemem uniwersalnym, gdyż można go stosować przy wybieraniu pokładów ze zmiennym kątem nachylenia, ze zmienną grubością i bardzo naruszonych na siodłach i łękach. System ten autor niniejszego referatu zastosował w roku 1937 na kopalni pirytu "Staszic" w Górach Świętokrzyskich przy wybieraniu żyły pirytu.

Do zalet systemu warstw poziomych należy zaliczyć:

- a) dogodną pozycję ludzi przy pracy,
- b) prostotę organizacji robót,
- c) duży stopień bezpieczeństwa.

Do wad systemu warstw poziomych zalicza się:

- a) dużą ilość robót przygotowawczych, dających 50% ogólnego wydobywania z warstwy;
- b) małą wydajność przodków wybierkowych (tabl.1).

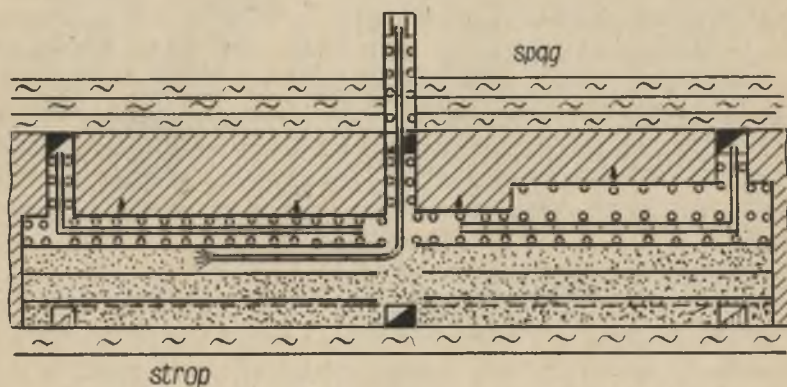
Przez jednoczesne prowadzenie wybierki w dwóch warstwach można podnieść nieco wydajność oddziałową. Zastosowanie w poziomych warstwach kombajnów urabiających i ładujących węgiel oraz obudowy kroczącej, zezwala, jak pokazują nowe doświadczenia, na posuwanie przodku za zmianę na 10-12 m i osiągnięcie z niego wydobywania 500-550T, co daje wydajność oddziałową 10-12 T na dniówkę roboczą. Dla zwiększenia frontu urabiania przodek przy wybieraniu warstwy wzdłuż linii rozciągłości ustawia się niekiedy skośnie.

3. Pracochłonność i kosztowność obudowy zapobiegawczej (pomostów, legarów, siatek itp.).

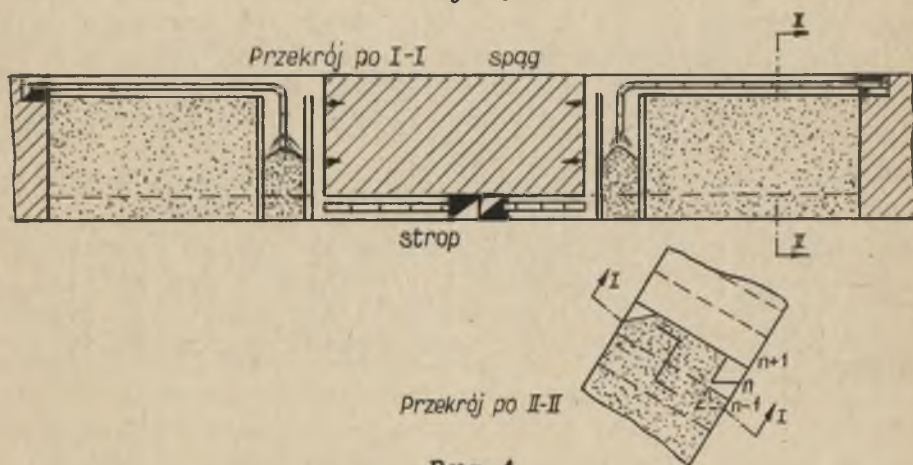
4. Nie wykorzystanie nachylenia pokładu do samoczynnej odstawy urobku z przodku.

Aby wykorzystać nachylenie stromego pokładu do odstawy urobku nadaje się niekiedy wybranym warstwom nachylenie pod kątem 30-40° w stosunku do poziomu (rys.1b,c i e), co umożliwia samostaczanie się urobku po zsuwni prostej, tzw. "martwej rynnie", na przenośnik zgrzebłowy w chodniku warstwowym.

Najczęściej stosowane jest nachylenie w kierunku od stropu ku spągowi (rys.1b). Przodek wybierkowy może być ustawiony równoległe do rozciągłości pokładu (rys.3) lub prostopadłe do niej (rys.4). Wybieranie warstwami nachylonymi do poziomu odbywa się z podsadzką. Płynną podsadzkę wskutek nachylenia warstw można dobrze podbić pod pułap wyrobiska.



Rys. 3



Rys. 4

2. Wybieranie warstwami nachylonymi równoległe do spągu

Wybieranie grubych i stromych (z nachyleniem do 60°) pokładów węgla warstwami równoległymi do spągu odbywa się najczęściej systemem ścianowym, rzadziej zabierkowym. Ściany mogą być podłużne lub poprzeczne.

Ściany podłużne mają linie frontu usytuowane równolegle do kierunku upadu pokładu (niekiedy skośne) i prowadzone są: a) z zawałem stropu, bądź b) z podsadzką. Przy eksploatacji z podsadzką, aby uniknąć pozostawiania filarów oporowych wzdłuż chodników podpiętrowych, ściany w dolnych podpiętrach wyprzedzają ściany w górnych podpiętrach.

Przy dużym nachyleniu pokładu ($45-60^{\circ}$): a) podsadzka z dolnej warstwy może osunąć się do wyrobisk wybierkowych prowadzonych w górnej warstwie, lub też b) węgiel w górnej warstwie może zbyt osiść na podsadźce dolnej warstwy i popękać. Aby nie dopuścić do wysypywania się podsadzki pułap wyrobisk w dolnej warstwie przed ich podsadzeniem zabezpiecza się pomostem z desek. W celu zapobieżenia zbyt szybkiemu spękaniu węgla w górnych warstwach ilość warstw ogranicza się do 2.

Wyprzedzanie wybierania górnej warstwy w stosunku do dolnej przy systemie z zawałem stropu zależne jest od czasu potrzebnego do takiego sprasowania się zawału górnej warstwy, aby móc pod niego podejść robotami w dolnej warstwie i wynosi zwykle 100-150 m. Wyprzedzanie zaś wybierania dolnej warstwy w stosunku do górnej przy systemie prowadzenia robót z podsadzką musi być możliwie małe, aby zapobiec zbyt szybkiemu osiadaniu i spękaniu węgla w górnej warstwie i wynosi zazwyczaj 20-40 m. Szerokość ścian podłużnych jest mała i wynosi 20-30 m. Czym warstwa jest grubsza, tym ściana jest węższa.

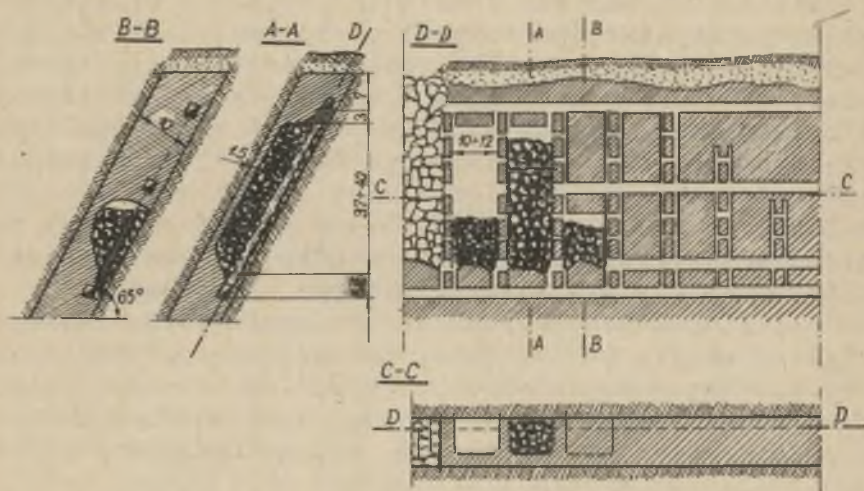
Ścianę poprzeczną przesuwają się w warstwie po wzniosie pokładu. Jeden zabiór ściany uzyskuje się urabiając węgiel wzdłuż frontu ściany za pomocą krótkiego przodku przesuwanego po rozciągłości (na ubierkę). System taki w literaturze światowej powszechnie nazywany jest systemem ścianowym poprzecznym z wybieraniem węgla pasami po rozciągłości.

B. Grupa systemów wybierania pokładów stromych od razu na całą ich grubość

1. System komorowy z magazynowaniem urobku

System komorowy jest jednym z najstarszych systemów wybierania grubych pokładów (rys.5). Przy stromym zaleganiu pokładu komory, szerokości 5-12 m i wysokości równej grubości pokładu, prowadzone są równolegle do siebie

po wzniosie pokładu, poczynając od dolnej granicy pola wybierkowego w kierunku jego górnej granicy. Pomiędzy



Rys. 5

komorami pozostawia się niewybraną caliznę kopaliny (nogę), szerokości nieco mniejszej od szerokości komór. Ze względu na to, że kopalina po jej odspojeniu od calizny zajmuje 1,5-2,0 razy większą objętość aniżeli zajmowała w pokładzie, część jej (30-40%) wypuszczana jest sukcesywnie z komory, a resztę pozostawia się w niej aż do dojścia komory do górnej granicy podpiętra lub pola wybierkowego. Odspojona kopalina pozostawiona w komorze wywiera nacisk na jej ścianki i nie pozwala się im zawalić (obsunąć), unika się w ten sposób potrzeby zabezpieczenia powierzchni komory obudową. Urobek podtrzymuje należycie ścianki komory dopiero wówczas, gdy nachylenie pokładu jest większe od naturalnego kąta zsypania kopaliny. Po uzyskaniu zaplanowanej długości komory, tj. po jej ukończeniu, urobek, ze względu na duże nachylenie pokładu, usuwany jest z komory przez samostaczanie się do wozów, gdy tylko zamknięcie zbudowane w przecince łączącej komorę z chodnikiem przewozowym zostanie otwarte. Wykorzystanie więc nachylenia pokładu przy tym systemie wybierania czyni odstawę i ładowanie urobku bardzo łatwym. Pułap komory, po wypuszczeniu urobku, zawala się z czasem. Aby zachować ciągłość wydobywania, roboty organizuje

się zwykle w ten sposób, że w czasie gdy z jednej komory odbywa się wypuszczanie urobku, sąsiadująca z nią druga komora musi być całkowicie wypełniona urobkiem, a w trzeciej powinno odbywać się urabianie. Często w trakcie wybierania komory następuje zawał stropu uniemożliwiający wypuszczenie urobku. Jeżeli urobkiem jest węgiel samozapalny, to wskutek cechujących ten system dużych strat eksploatacyjnych (35-50% substancji węglowej w pokładzie), wynika pożar, powodujący, poza stratami materiałowymi, zagrożenie dla bezpieczeństwa załogi kopalni.

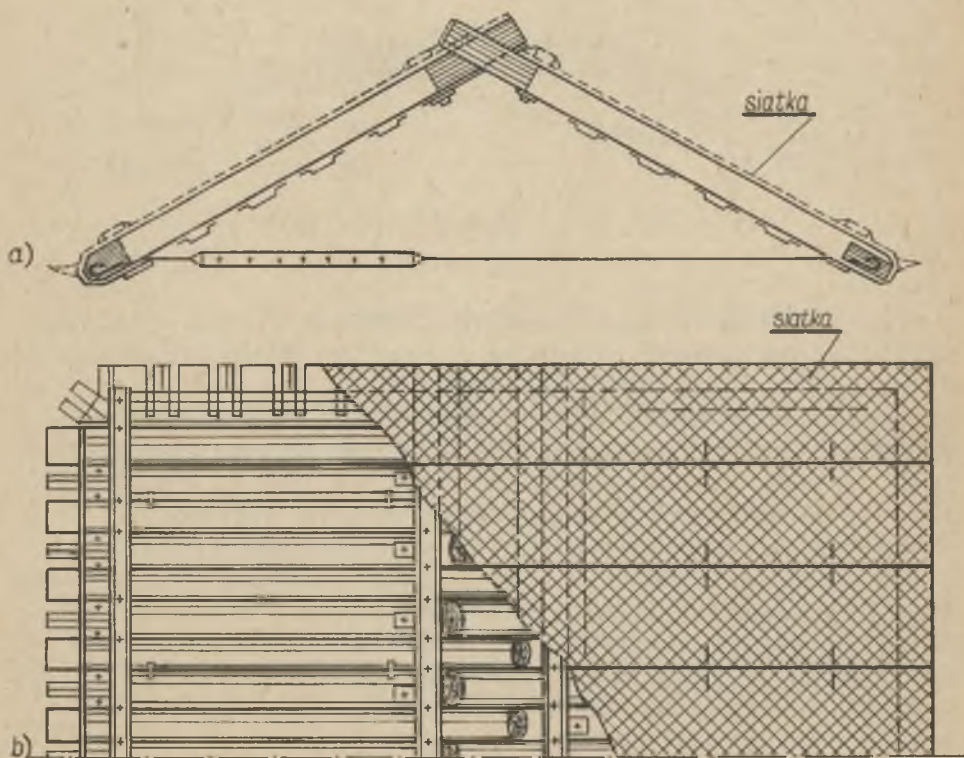
W ZSRR, w latach od 1931 do 1938, system komorowy z magazynowaniem urobku i z następującym po wybraniu węgla zawałem stropu w komorach był szeroko stosowany przy eksploatacji grubych, stromo zalegających pokładów węgla. Ze względu na to, że powodował on bardzo duże straty węgla, dochodzące przy słabych stropach do 60% zasobów pokładu i częste wskutek tego pożary, system ten w roku 1938 został urzędowo zabroniony jako rabunkowy. Górnicy polscy znają ten system z literatury [8] [7] [6].

Przy eksploatacji systemem komorowym osiąga się wysoką wydajność na robotniko-dniówkę i duże wydobycie z pola wybierkowego. Poza tym odpada obudowa wyrobiska. Są to powody, dla których system ten pomimo jego wad, w okresach dużego zapotrzebowania na węgiel, sporadycznie jest stosowany. Dla zmniejszenia niebezpieczeństwa pożarowego, zaczęto ostatnio, tak jak to zrobiono i u nas w kopalniach Radzionków i Bytom, stosować podsadzanie wybranych komór. Zastosowanie podsadzki nie zmniejsza jednak strat eksploatacyjnych. Na kopalni Radzionków, straty te będą wynosiły 33% przy długości komór 62 m i 39% przy długości komór 37 m. [6]. Według polskich Przepisów Technicznej Eksploatacji Kopalń Węgla (§ 91) systemy wybierania z podsadzką, powodujące straty przekraczające 15% zasobów węgla w pokładzie są zabronione jako rabunkowe. Aby zmniejszyć straty eksploatacyjne zaproponowano kilka kombinowanych systemów komorowych opis których przytoczony jest dalej.

2. System tarczowy N.Czinakała

System tarczowy N.Czinakała, szeroko stosowany w ZSRR, można sklasyfikować jako system komorowy wsteczny z ruchomą obudową w postaci tarczy osłonowej. Tarcza początkowo składała się z elementów sztywnych (sekcji), mających 6 m długości, licząc po rozciągłości pokładu, i 4-5 m

szerokości, w kierunku prostopadłym do spągu (stropu) pokładu. Sekcje łączone są za pomocą lin stalowych, tworząc tarczę długości 4x6 lub 5x6 m i szerokości 1x(4-5m) lub 2x(4-5 m). Pomysł tarczy pierwotnej konstrukcji [2] [3] dał Czinakał. Konstrukcje obecnie stosowanych tarcz, stanowiące wynik pracy dużych zespołów konstruktorów radzieckich, są bezsekcyjne, lekkie, długości licząc po rozciągłości od 24-30 do 45-50 m i szerokości równej grubości pokładu. Tarcze robione są ze szkieletu stalowego i drewnianej powały lub z żelazobetonu. Ze względu na to, że stosowanie tarcz dotychczasowych konstrukcji (sekcyjnych i bezsekcyjnych) daje dobre wyniki wówczas, gdy zarówno grubość pokładu jak i jego nachylenie jest niezmiennie, co w praktyce nie zawsze ma miejsce, ostatnio zaczęto stosować tarcze rozsuwane, składające się z dwóch tarcz bezsekcyjnych, połączonych w górnej części za pomocą sworzni, w dolnej zaś części za pomocą cięgien z naprężnikami (rys.6). Kąt nachylenia obu tarcz można



Rys.6

zmieniać w granicach $100-150^{\circ}$. Tarcze budowane są dla różnej grubości pokładów. Tarcza np. dla pokładów 3,5-6m ma możliwość rozsuwania się w granicach 1-1,8 m, tarcze dla pokładów 6-11,5 m - w granicach 1,8-3,4 m, tj. w granicach do 30% grubości pokładu.

Każda tarcza bezsekcyjna (rys.6a), stanowiąca część tarczy rozsuwanej, zbudowana jest z drewnianych dźwyzc ułożonych obok siebie w kolejności: długa, krótka, długa itd. (rys.6b). Końce dźwyzc długich jednej tarczy wchodzi w przerwy utworzone pomiędzy końcami dźwyzc drugiej tarczy. Dźwyzce każdej tarczy zamocowane są w swym położeniu od dołu za pomocą stali profilowej. W celu zapobieżenia przenikania z zawału kamienia tarcze pokryte są od góry siatką metalową.

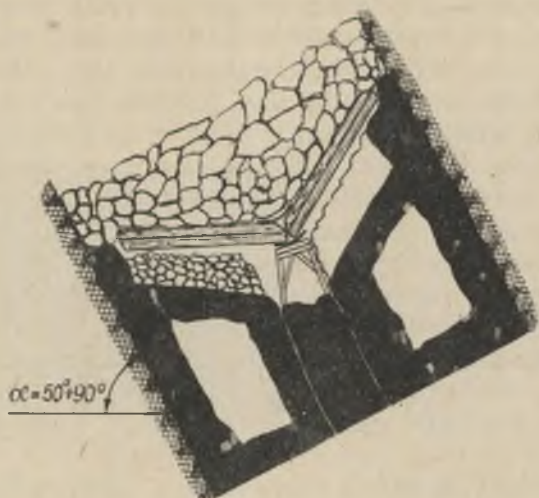
Tarcze bezsekcyjne żelbetowe (rys.7) robione są z szeregu belek żelbetowych. Łącząc belki za pomocą sworzni uzyskuje się tarczę osłonową typu namiotowego. Dostosowanie tarczy osłonowej do różnej grubości pokładu osiąga się za pomocą cięgien, odchylających tarcze boczne.



Rys.7

Przy hydraulicznym sposobie urabiania węgla znalazła zastosowanie tarcza rozsuwna z wyprzedzającą obudową ochronną (rys.8). Obudowa ochronna podwieszona jest elastycznie pod punktem styku dwóch tarcz podwójnych bezsekcyjnych. Obudowa wyprzedzająca zezwala na utworzenie pod tarczami roboczej przestrzeni dla ludzi, monitorów itd. oraz zwiększa stabilność osłony tarczowej.

System tarczowy N.Człanakała przyjął się w ZSRR od razu, ponieważ zakładano, że straty substancji węglowej będą przynajmniej 2 razy mniejsze aniżeli w stosowanym przedtem systemie komorowym. Różnica w stratach eksploatacyjnych okazała się jednak mniejszą i wynosi 8-10% na korzyść systemu tarczowego, a to głównie dlatego, że często wybieranie zaczęte systemem tarczowym na skutek różnych awarii trzeba zakańczać systemem komorowym.



Rys.8

Do zalet systemu tarczowego zalicza się:

- 1) dużą wydajność,
- 2) łatwość odstawy,
- 3) prostotę organizacji pracy pod tarczą.

Wadami systemu tarczowego są:

- 1) duże straty substancji węglowej (średnio 30-37%),
- 2) zagrożenie pożarowe,
- 3) znaczny rozchód drewna (22-30 m³ na tonę),
- 4) wielka ilość robót przygotowawczych,
- 5) częste awarie,
- 6) duża ilość wypadków nieszczęśliwych powodowanych spadającymi kawałkami skały,
- 7) znaczny rozchód żelaza (1,3-2,5 kG na tonę), ponieważ tarcza po opuszczeniu jej do chodnika odstawowego jest zwykle już tak zdeformowana, że nie opłaca się jej demontować.

Pomimo tych wad system tarczowy stosowany jest i obecnie w ZSRR w szerokim zakresie przy eksploatacji pokładów grubych i stromych, o ile warunki górnico-geologiczne są odpowiednie, tj. wszędzie tam, gdzie wychody grubych pokładów znajdują się blisko powierzchni i gdzie strop i spąg stanowią skały sypkie lub miękkie, łatwo obwalające się i obsuwające się na tarczę osłonową. Stosowanie systemu tarczowego na głębokościach, licząc od powierzchni ziemi, większych jak 200 m wykazało, że skały nie zawsze zawalają się zaraz po opuszczeniu tarczy. Nad tarczą przy skałach zwięzłych tworzą się wielkie pustki, w wyniku czego dookoła tarczy wytwarzają się niekiedy ciśnienia nie dające się opanować. Jednocześnie przy pracy na większych głębokościach węgiel staje się coraz miększy i nie daje dostatecznie pewnego oparcia dla tarczy.

Aby zachować możliwość stosowania systemu tarczowego na większych głębokościach zaproponowano kilka systemów kombinowanych.

3. System wstecznego wybierania filarów z wyrobisk przygotowawczych

Przy eksploatacji grubych i stromych pokładów najtrudniejszym zabiegiem w technologii wydobywania jest obudowa wyrobisk wybierkowych, zabierająca do



Rys.9

70% czasu pracy w przodku. Manipulowanie długimi i ciężkimi sztukami drewna jest poza tym niebezpieczne. Górnicy dlatego od dawna dążą do wyszukania takich systemów wybierania, które zezwalałyby na nie obudowywanie wyrobisk wybierkowych. Do nich należy zaliczyć system wstecznego wybierania

filarów z wyrobisk przygotowawczych. Odmiana podłużna tego systemu była stosowana w latach 1900-1910 w kopalniach Miechowice, Radzionków itd. bez dobrych wyników. Obecnie zamierza się ten system stosować na kopalni Radzionków przy wybieraniu pokładu. 507 [6].

Pole wybierkowe w tym systemie dzielone jest na szeregi podłużnych filarów węglowych chodnikami równoległymi poziomymi (rys.9), lub przeprowadzonymi dla ułatwienia



Rys.10

odstawy z nachyleniem do poziomu (rys.10). Odległość pomiędzy spodkami chodników wynosiła dawniej 6-8 m, gdyż na tę tylko wysokość umiano utworami strzałowymi, wierconymi wachlarzowo z chodników wybierkowych, urabiać filar, pozostawiając 2-3 metrową nogę. Obecnie po wprowadzeniu żerdzi wiertniczych składanych odległość dochodzi do 30 m. Węgiel

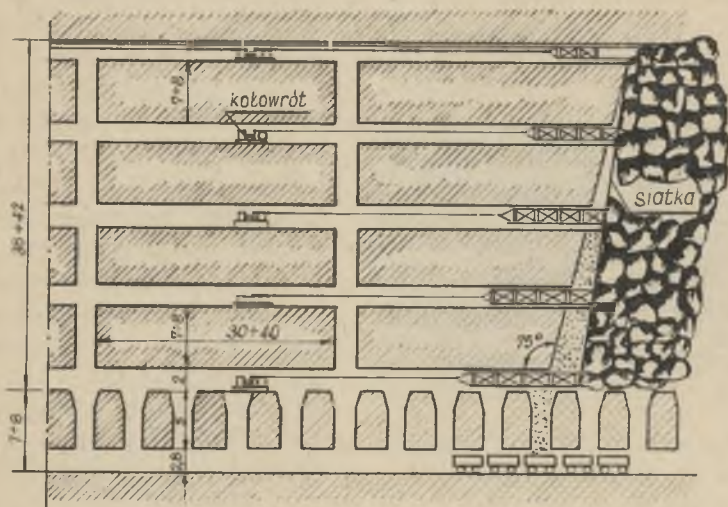
wybirany jest od granic pola wybierkowego. Do otworów dawniej ładowano ładunki materiału wybuchowego nieprzerwane, a obecnie przy długich otworach - rozczłonkowane. Wyrobiska wybierkowe prowadzi się z zawałem stropu bez stawiania obudowy.

Odmianą tego systemu jest system przy którym wyrobiska wybierkowe nie prowadzi się z wyprzedzeniem górnych nad dolnymi, a rozlokowuje się je jedno pod drugim. Urabianie wówczas zaczyna się od dołu w kierunku wzniosu. Z każdego chodnika wybierkowego odwierca się wachlarzowo otwory strzałowe z takim wyrachowaniem, aby odstrzelić pas węgla szerokości 1,2-1,5 m licząc po rozciągłości, na całą grubość pokładu, pomiędzy dwoma chodnikami. Otwory odstrzelwane są najpierw w dolnym chodniku, a potem w coraz to wyższym. Urobek stacza się w dół, skąd załadowany jest do wozów lub na przenośnik.

Straty eksploatacyjne w "nogach" przy wstecznym wybieraniu filarów z wyrobisk przygotowawczych są bardzo duże (do 45%), co stwarza następnie zagrożenie pożarowe. Węgiel jest mocno zanieczyszczony kamieniem. System wymaga dużej ilości robót przygotowawczych. Zadawalające wyniki system daje tylko przy mocnym stropie i spągu.

Aby zmniejszyć zanieczyszczenie węgla kamieniem inżynier radziecki I. Kokorin zaproponował odgradzanie się od zawału za pomocą elastycznej siatki zrobionej z linek stalowych średnicy 4,8 mm (rys.11). Dla zawieszenia siatki w pokładzie, na całą wysokość podpiętra i na całą gru-

bość pokładu, wykonywana jest na granicy pola wybierkowego szczelina szerokości 2 m. Siatkę zawieszają się na



Rys. 11

kratownicach wspornikowych, długości 10 m, znajdujących się w chodnikach wybierkowych. Kratownice przesuwane są w chodnikach za pomocą kołowrotów. Ze względu na to, że kratownice są węższe od grubości pokładu mają one na swych końcach od strony zawału urządzenia do zawieszania siatki od spągu do stropu. Każda kratownica podtrzymuje tylko tę część siatki jaka wisi między dwoma sąsiadującymi chodnikami. Po urobieniu jednego zabioru (1,2-1,5m) i wypuszczeniu urobku siatkę przesuwają się za pomocą kratownic bliżej calizny.

Próbne zastosowanie pomysłu I. Kokorina w pokładach różnej grubości (4-6-7-12 m), o nachyleniu powyżej 50°, wykazało, że:

1) w miarę oddalania się od szczeliny rozcinającej podpiętro nacisk kratownicy na krawędź węgla wzrastał tak znacznie, że powodował usuwanie się filaru węglowego pomiędzy chodnikami, wskutek czego sama kratownica przechylała się, a niekiedy spełzała do wybranej przestrzeni. Aby tego uniknąć zaczęto zwiększać odległość pomiędzy dwoma równoległymi chodnikami, kratownicę zaś wspornikową skonstruowano w ten sposób, że punkt jej oparcia znajdował się w odległości 6-7 m od krawędzi calizny,

- 2) kratownicę często deformowała robota strzelnicza,
- 3) straty węgla były duże (do 35%),
- 4) urobek zawierał dużo kamienia,
- 5) system nie nadaje się do pokładów grubszych od 6 m.

Ostatnio I. Kokorin zaproponował wdmuchiwanie podsadzki poza siatkę ogradzającą, celem zmniejszenia nacisku stropu na węgiel.

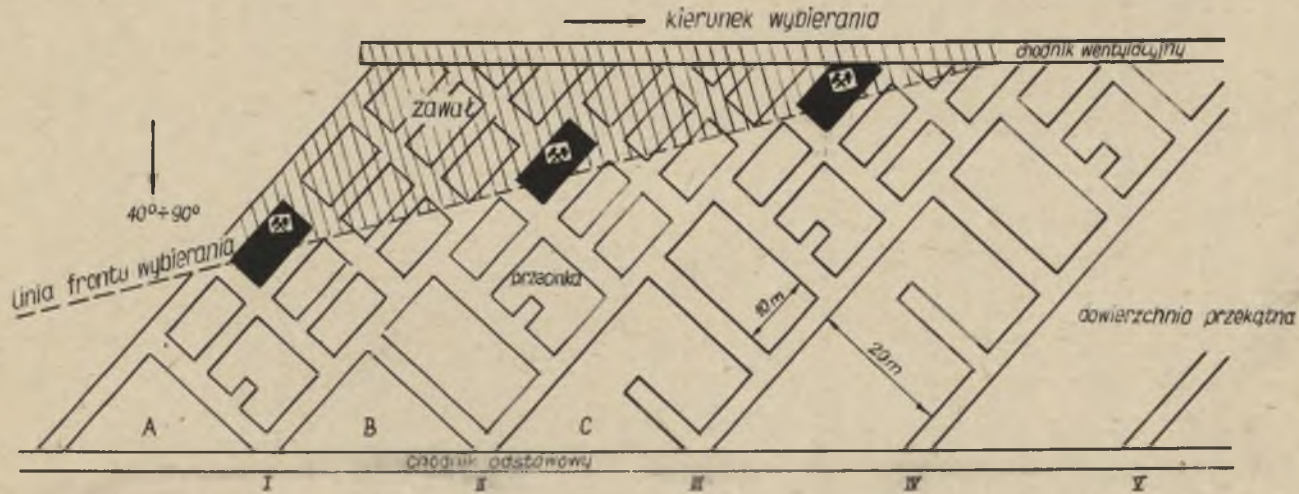
W USA oraz w Kanadzie, a ostatnio i we Francji, pokłady strome i grube rozcina się wyrobiskami przekątnymi (rys. 12) na bloki i wybiera zabierkami bez obudowy. Urobek stacza się samoczynnie dzięki odpowiedniemu nachyleniu wyrobisk przekątnych.

4. Systemy ścianowe na całą grubość pokładu

Systemy ścianowe na całą grubość pokładów stromych stosowane są w odmianach podłużnej i poprzecznej.

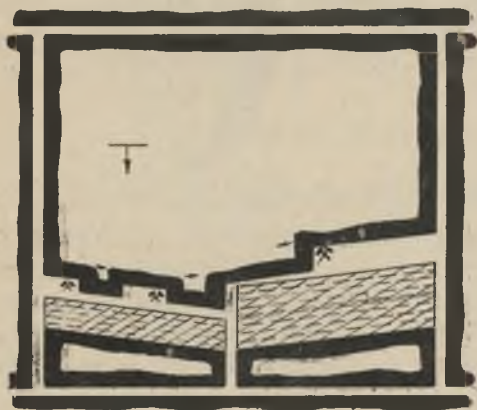
Ścianami podłużnymi wybierane są pokłady grubości do 4,5 m. Ściany podłużne prowadzone są z zawalem stropu lub z podsadzką płynną. Ściany podłużne mają szerokość, licząc w kierunku prostopadłym do przesuwania się przodku, 20-30 m. Ze względu na zabezpieczenie się od spadających kęsów urobku w stromych ścianach podłużnych, w grubych pokładach, pracuje zwykle tylko dwóch górników, którzy za zmianę urabiają 12-16 m linii frontu roboczego, przesuwając przodek na 1-1,5 m. Postęp więc robót jest powolny. W ścianach prowadzonych z zawalem stropu co 10-15 m licząc wzdłuż rozciągłości pokładu przebijane są przy ociosie przodku 2-3 rzędy obudowy organowej lub też pozostawiane są filary węgla grubości 3-4 m, tzw. "noże", do podtrzymania stropu. W tym przypadku ścianę co 10-15 m rozcina się od nowa. W ścianach podłużnych prowadzonych z podsadzką płynną lub suchą w celu stworzenia oparcia dla tamy podsadzkowej stawiany jest wzdłuż frontu roboczego jeden tylko rząd obudowy organowej, w odległości 0,5-1,0 m od przodku.

Wadami systemów ścian podłużnych stosowanych w grubych stromych pokładach są: mała wydajność przodku i załogi, jak również duży rozchód drewna.



Rys.12. System wybierania przekątny z zawalęm stropu
 I, II, III, IV, V - Punkty zakadowcze, A, B, C - Filary oporowe

Systemy ścianowe poprzeczne prowadzone są: a) po wzniosie pokładu z podsadzką płynną lub b) w kierunku



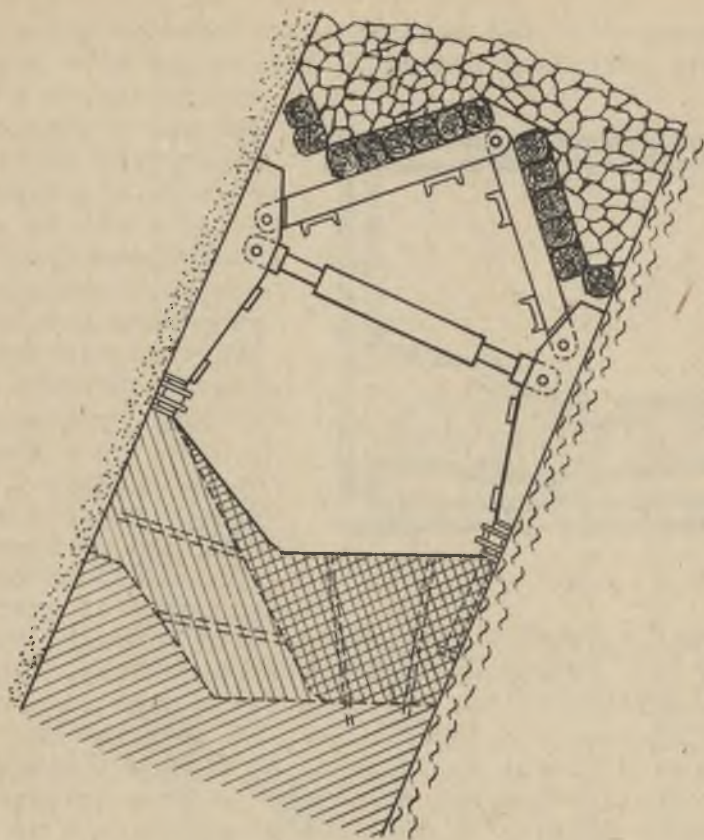
Rys. 13

upadu pokładu z zawałem stropu. System ścianowy poprzeczny po wzniosie pokładu, w odmianie przyjętej u nas na kopalni Jankowice (rys. 13), jest dobrym, wypróbowanym w warunkach przemysłowych, sposobem wybierania pokładów stromych grubości do 6 m. Systemy ścianowe poprzeczne w kierunku upadu pokładu z zawałem stropu zaczęto stosować ostatnio po wynalezieniu specjalnej obudowy przesuwnej. Fotografia mo-

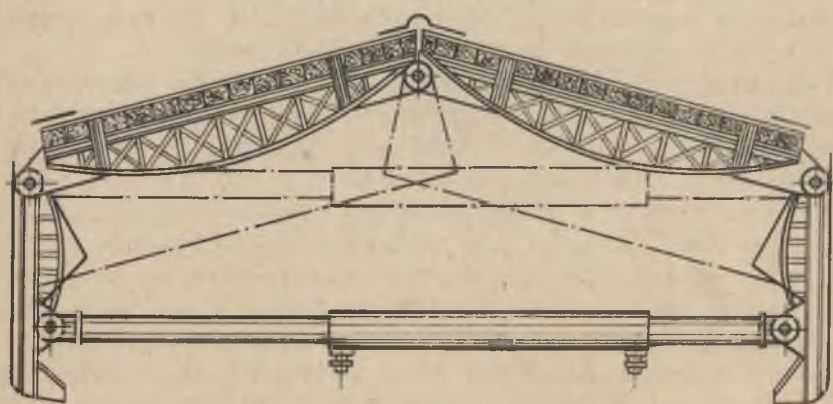
delu takiej obudowy umieszczona jest w pracy B. Krupińskiego [9]. Pojedynczy człon takiej obudowy, oznaczanej symbolem KWKP, składa się (rys. 14) z hydraulicznego stojaka rozporowego i dwóch belek, które połączone są przegubowo ze ślizgami dociskowymi do stropu i spągu. Dwa człony takiej obudowy, połączone ze sobą sztywno, stanowią zespół służący za podstawę do układanego na nich pomostu z drewnianych stojaków. Szereg takich zespołów ustawionych obok siebie i połączonych stalowymi linami tworzy osłonę, skutecznie utrzymującą zrobę nad przodkiem. Osłonę tę można: a) przesunąć w dół - zmniejszając ciśnienie w stojakach hydraulicznych i b) zatrzymać w dowolnym miejscu - zwiększając ciśnienie.

Opisana obudowa przesuwna KWKP została zaprojektowana dla pokładów grubości 2,5-3,5 m, nachylonych pod kątem od 55 do 90°. Doświadczenia udowodniły, że jest ona odpowiednią i dla pokładów grubości 4 m. Dla pokładów grubszych jak 4 m skonstruowano obudowę uwidoczną na rys. 15, która okazała się jednak niepraktyczną.

Przy takich rodzajach obudowy przesuwnej możliwe jest tworzenie ścian poprzecznych szerokości do 50 m. Węgiel urabiany jest robotą strzelniczą lub hydraulicznie. Przodek ściany połączony jest z chodnikiem podstawowym za pomocą dwóch zsydni doprowadzonych pod końce ściany. Transport urobku do zsydni odbywa się w przodku za pomo-



Rys. 14



Rys. 15

cą dwóch zgarniarek zabudowanych pod obudową przesuwaną. Kołowroty tych zgarniarek montowane są nad zsypaniami. System dwóch ścian poprzecznych z obudową przesuwaną KWKP wymaga bardzo mało wyrobisk przygotowawczych i powoduje małe straty węgla.

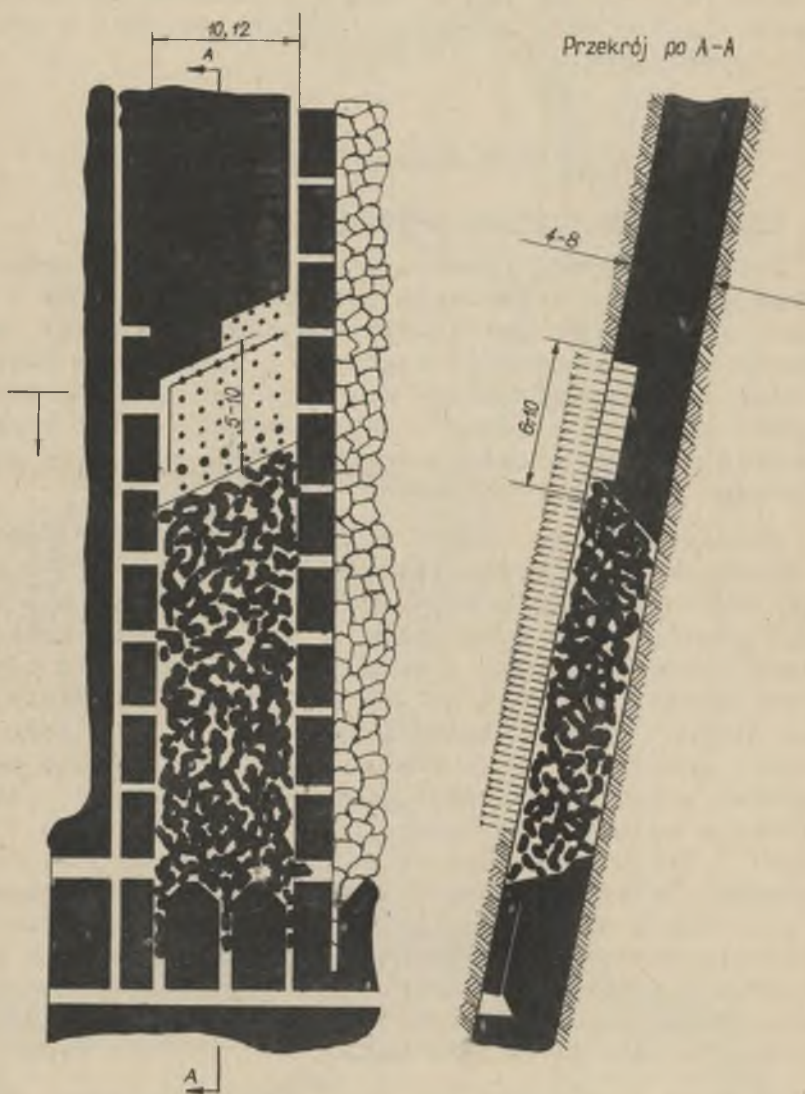
C. Grupa systemów kombinowanych

1. Kombinowane systemy komorowe

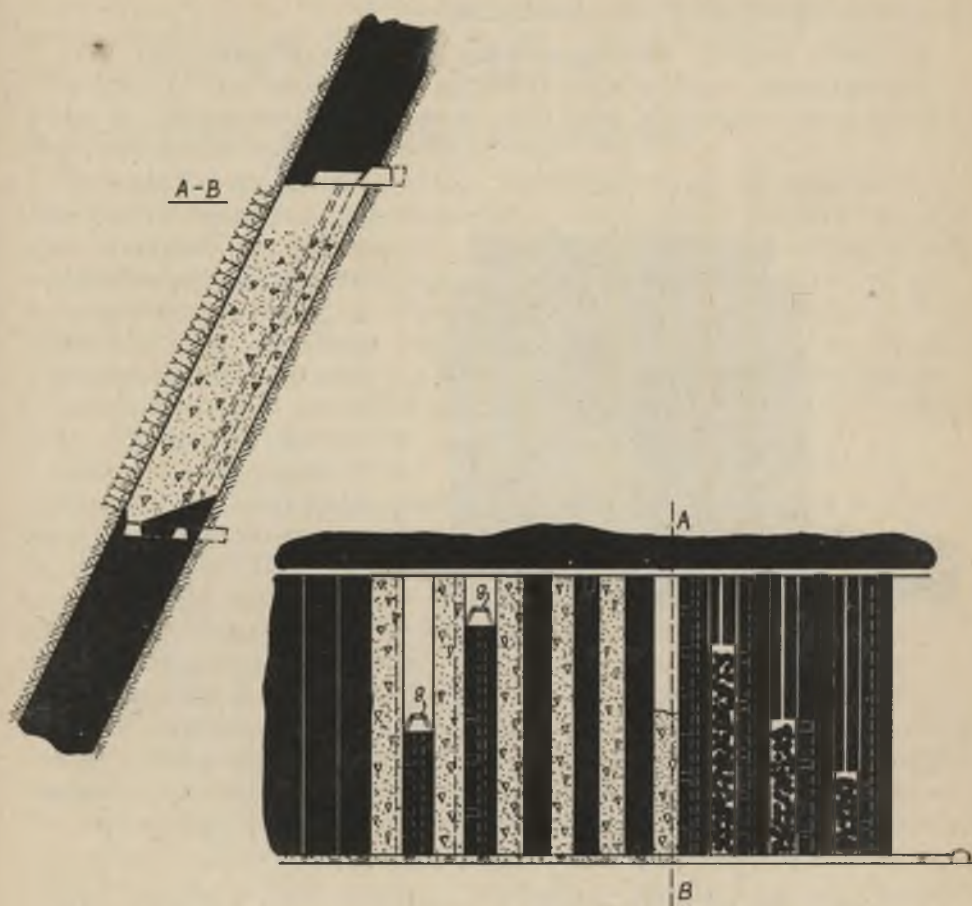
Duże wydajności przodku i załogi osiągnęte przy stosowaniu systemu komorowego pobudzają inżynierów i techników do takiego jego zmodyfikowania, aby przez zmniejszenie strat substancji węglowej i uniknięcie dużego zagrożenia pożarowego, jakie powoduje ten system, można byłoby go dalej stosować. Zaproponowano kilka rozwiązań, spośród których przytaczam opis dwóch schematów kombinowanego systemu komorowego.

Schemat 1: Przy słabym stropie zwykle pozostawia się w komorach pod stropem ławę węgla grubości 0,5-1,5 m. To samo robi się przy słabym spełzającym spągu. Aby zmniejszyć straty węgla wynikające z pozostawiania takich ław, strop lub spąg, wzgl. i spąg i strop, wzmacnia się obudową kotwową długości 2-2,25 m. Odległość pomiędzy kotwami, zarówno po rozciągłości pokładu jak i po jego nachyleniu, wynosi 1-1,5 m. Pokład wybierany jest na dwie warstwy (rys.16). Warstwa górna wybierana jest jako pierwsza ścianką poprzeczną, szerokości 10-12 m i wysokości 1,3-2,0 m. W ślad za górną wybierana jest dolna warstwa. Odległość pomiędzy przodkami w obu warstwach wynosi 5-10-20 m. Urabianie odbywa się robotą strzelniczą. Otwory strzałowe w dolnej warstwie wiercone są z górnej warstwy równolegle do urabianego przodku. W otworach strzałowych zamiast przybitki glinianej coraz częściej stosowana jest przybitka wodna.

Schemat 2: Schemat ten zaproponował G.Łomow. Pole wybierkowe (rys.17) o wymiarach: 150 m po rozciągłości i 100 m po nachyleniu pokładu, wybierane jest najpierw szeregiem wąskich komór z magazynowaniem urobku. Wymiary komór: szerokość 4 m, wysokość na całą grubość pokładu. Urabianie w komorach odbywa się robotą strzelniczą. Otwory strzałowe odwierca górnik stojąc na urobku, co jest dopuszczalne tylko przy dostatecznie związłym węglu. Ko-



Rys. 16



Rys. 17

mory po ich wybraniu podsadza się podsadzką suchą i zalewa roztworem cementu. Podsadzkę do komory wsypuje się z chodnika wentylacyjnego, który drażony jest częściowo w kamieniu, częściowo w węglu (rys. 17). Po stwardnieniu podsadzki przystępuje się do wybierania filarów międzykomorowych, które również mają szerokość 4 m, licząc po rozciągłości pokładu. Wybieranie filarów odbywa się z góry na dół pod osłoną przesuwnej obudowy (rys. 14 i 15). Ślizgi obudowy opierane są na stwardniałej podsadźce komór, wskutek czego system taki można zastosować w pokładach każdej grubości. Po wybraniu filarów międzykomorowych i zdemontowaniu obudowy przesuwnej przestrzeń po wybranych filarze zapełniana jest podsadzką. Straty eksploatacyjne przy tym schemacie wynoszą 13-15%.

2. Kombinowane systemy tarczowe

Schemat 1-szy, zaproponowany przez N.Czinakała.

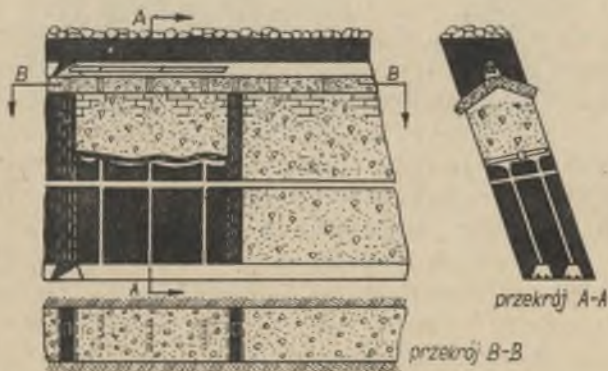
Początkowo w polu wybierkowym wybierane są filary pozostawiane normalnie pomiędzy komorami tarczowymi. W uży-
 skanych kanałach two-
 rzone są słupy beło-
 nowe (pasy betonowe).
 Słupy te łączone są
 na poziomie wentyla-
 cyjnym za pomocą
 sklepienia (rys.18).
 Pod sklepieniem mon-
 tuje się następnie
 tarczę osłonową.
 W sklepieniu pozo-
 stawione są otwory,
 przez które zsypywa-
 na jest podsadzka
 sucha do wyrobiska
 powstałego po wybra-
 niu węgla pod skle-



Rys. 18

pieniem, a nad tarczą. Podsadzkę do otworów w sklepieniu doprowadza się za pomocą przenośnika, zbudowanego w chodniku wentylacyjnym. Straty węgla dzięki wybraniu filarów międzykomorowych zmniejszają się. Wybudowanie pasów betonowych i sklepienia pochłania ok. 60 m³ betonu w przeliczeniu na 1000 ton uzyskanego węgla.

Schemat 2: Filarów międzykomorowych nie wybiera się. Sklepienie nad przyszłą komorą opierane jest nie na słupach a na stropie i spągu (rys.19). Montowanie tarczy,



Rys. 19

doprowadzanie i opuszczanie podsadzki odbywa się tak jak w schemacie 1-ym. Rozchód betonu na sklepienia wynosi ok. 20-25 m³ na 1000 ton wydobywania.

3. Kombinowane systemy tarczowo-komorowe

Istnieje kilka schematów kombinowanych systemów tarczowo-komorowych. Najprostszy z nich przewiduje, że najpierw wybierane są komory szerokości 5-10 m, odległe od siebie, licząc po rozciągłości pokładu, o 24 lub 30 m. Wyrobiska powstałe po wybraniu komór zapełnia się podsadzką suchą i zalewa roztworem cementu, przez co tworzy się pasy betonowe w których wygrozdzone są dowerzchnie. Po stwardnieniu cementu węgiel pomiędzy pasami wybierany jest systemem tarczowym z zawałem stropu.

Dla zilustrowania wad i zalet systemów wybierania stromych i grubych pokładów węgla, przytacza się w tabelicy 1 techniczno-ekonomiczne wskaźniki charakteryzujące te systemy. Z tabelicy wynika, że systemy z zawałem stropu powodują duże straty węgla. W krajach posiadających wielkie zasoby węgla, w złożach położonych płytko pod powierzchnią ziemi (ZSRR, St. ZAP), ostatnio zaczęto lansować pogląd, że nie ma co zbyt prędko przejść się stratami eksploatacyjnymi jakie powoduje system, jeżeli dzięki niemu można uzyskać duże i tanie wydobywanie. Lansowanie podobnego poglądu w Polsce jest szkodliwe, gdyż ani nie mamy za dużo węgla, ani też węgiel nie leży u nas zbyt blisko powierzchni ziemi. Pozostawianie w zrobach dużych ilości węgla powoduje niepełne wykorzystanie wydatków inwestycyjnych wyłożonych na budowę kopalni, co oznacza stratę części włożonego kapitału, która jest tym znaczniejsza im na większej głębokości prowadzone są roboty górnicze, przygotowanie bowiem pól eksploatacyjnych z wrastającą głębokością jest coraz to droższe. Duże straty eksploatacyjne zmuszają do ciągłego spieszenia się z przygotowaniem nowych poziomów, czy też nowych kopalń, do wzmożonych wydatków inwestycyjnych, co stwarza trudności techniczne i ekonomiczne.

Całe dotychczasowe doświadczenie w skali światowej wykazuje, że wybieranie grubych a zarazem stromych pokładów węgla z zawałem stropu, czy to warstwami, czy też na całą grubość, powodujące duże straty eksploatacyjne, jest w istocie rzeczy psuciem pokładów i marnotrawieniem bogactwa narodowego, jakim jest węgiel.

Według § 93 polskich przepisów technicznej eksploatacji kopalń węgla pokłady grubości powyżej 2,5 m, a zarazem strome, powinny być wybierane z całkowitym podsadzeniem powstałych wyrobisk. A więc w Polsce systemy wybierania grubych a zarazem stromych pokładów węgla z zawałem stropu są ustawowo zabronione*).

Górnicy radzieccy, którzy nie mają takiej taniej i dobrej podsadzki (piasku) jak my, i zdobywają ją, urabiając skałę w kamieniołomach, a następnie ją krusząc, zastosowali przy wybieraniu grubych i stromych pokładów najpierw systemy z zawałem stropu.

Należy podkreślić, że znane systemy (komorowy, wsteczne wybieranie z wyrobisk przygotowawczych) górnicy radzieccy udoskonalili, wprowadzając różne zmiany i pomysły, a równocześnie stworzyli nowe oryginalne systemy z zawałem stropu, jak to: a) system tarczowy N.Czinakała, b) system z obudową przesuną KWKP. Systemy te stosowane są dotychczas.

Ze względu jednak na:

- a) dużą ilość wypadków z ludźmi,
- b) znaczne straty zasobów węgla w pokładzie,
- c) niebezpieczeństwo pożarowe,
- d) nierównomierność wydobycia wskutek częstych awarii,

górnicy radzieccy, korzystając z własnego i światowego doświadczenia, zdecydowali się przejść przy wybieraniu grubych a zarazem stromych pokładów na systemy z podsadzką płynną, częściowo dmuchaną. Z tego powodu obecnie np. w Zagłębiu Kuzbass na 23 kopalniach buduje się 52 zakłady podsadzkowe. W r. 1957 zakładów podsadzkowych w tym zagłębiu było 21, a w r. 1970 ma być 89.

Decyzja górników radzieckich potwierdza założenie, że decydującą sprawą przy wyborze systemu wybierania pokładów grubych a zarazem stromych jest wysokość strat eksploatacyjnych jaką system powoduje. Dążenie do zmniejszenia tych strat, przy jednoczesnej koncentracji i mechanizacji wydobycia, daje się zaobserwować we wszystkich nowych systemach wybierania odpowiadających wymogom postępu technicznego.

*) Pomimo tego, jak wynika z artykułu M. Boreckiego (10) rozpoczęto w kopalni Miechowice prace nad wprowadzeniem systemu wybierania stromych pokładów metodą tarcz osłonowych Czinakała.

Techniczno-ekonomiczne wskaźniki systemów wybierania stromych i grubych pokładów węgla
(Dane porównawcze są zaczerpnięte z literatury fachowej)

Lp.	Nazwa systemu wybierania	Miesięczne wydobycie z pola wybierkowego t	Miesięczne wydobycie z pojedynczego przodku t	% wydobywania z rob. przygot.	Straty eksploatacyjne %	Rozohód drewna m ³ /1000 t	Wydajność oddziałowa na robotniko-dniówkę t
1.	Warstwy poziome z zawałem stropu	8000-9000	3000	30-40	17-20	55-65	2,5-3,5
2.	Warstwy poziome wybierane w kierunku na upad, z podsadzką suchą	4000-5000	2000-2500	30-40	8-12	65-80	1,9-2,7
3.	Warstwy nachylone pod kątem 30-40° do poziomu z podsadzką płynną	6000-8000	2000-2500	5-6	10-16	60-70	2,7-3,7
4.	Warstwy nachylone, równoległe do spągu z zawałem stropu		2000-3500	15-20	28-35	48-60	3,5-4,5
5.	Warstwy nachylone, równoległe do spągu z podsadzką suchą		2500-3000	12	26	60	4,3
6.	Warstwy nachylone, równoległe do spągu z podsadzką płynną	5000-7000	2000-2400	12	9-16	50-65	2,5-3,5
7.	Komorowy (pokład 10 m)	6000-9000	6000-9000	18-20	35-50	8-10	6,0-8,0
8.	Tarczowy (pokład 6 m)	6000-10000	6000-10000	23-26	30-37	22-30	4,5-6,4
9.	Wsteczne wybieranie filarów z wyrobisk przygotowawczych	3600-4500	3600-4500	30-35	20-35	31-35	4,0-5,0
10.	Ścianowy podłużny z zawałem stropu w pokładach 4-4,5 m	2400-3000	2400-3000	20-25	20-24	45-55	3,0-5,0
11.	Ścianowy podłużny z podsadzką suchą w pokładach 4-4,5 m	2500	2500	12	26	60	4,3
12.	Ścianowy poprzeczny z obudową przesuwaną KWKP	4500-5000	4500-5000	12	9	14	3,9
13.	Ściany poprzeczne z podsadzką płynną	7000-10000	-	10	8-12		7,9

LITERATURA

1. E.Fryczkowski - Eksploatacja pokładów stromych w kopalni Miechowice. Przegląd Górn. 1945, nr 4.
2. J.Galanka - Eksploatacja grubych pokładów systemem tarcz. Przegl. Górn. 1946, nr 6.
3. B.Krotkiewski - Wybieranie grubych pokładów o stromym upadzie systemem tarcz. Przegl. Górn. 1951, nr 2.
4. A.Szepietowski - Projekt systemu wybierania stromych pokładów. Przegl. Górn. 1952, nr 3.
5. W.Zborowski - Poprzeczny system ścianowy z podsadzką płynną w stromych pokładach. Przegl. Górn. 1954, nr 7/8.
6. J.Rabsztyn - Wysokowydajny system eksploatacji grubych pokładów, zwany w kopalni Radzionków systemem R. Wiad. Górn. 1960, nr 3.
7. W.Budryk i J.Piątkowski - Poradnik Górnika, tom II. WGH 1959.
8. A.Sudopłatow - Systemy eksploatacji grubych pokładów węgla. PWT Katowice 1953.
9. B.Krupiński - O niektórych spostrzeżeniach z narady moskiewskiej. Przegl. Górn. 1956, nr 7/8.
10. M.Borecki - Rozwój postępu technicznego. Przegl. Górn. 1960, nr 3.

Развитие систем разработки крутых и мощных пластов угля

С о к р а щ е н и е

Автор рассматривает в своем реферате достоинства и недостатки различных, применяемых ныне, систем разработки крутых и мощных пластов угля.

Системы с обрушением кровли, как правило, ведут за собой большие эксплуатационные потери. Стремление понизить эти потери угля, ведущие обычно за собой эндогенные пожары в шахтах, заставило сделать различные видоизменения в известных донные системах разработки, в чем сказывается технический прогресс. Техно-экономические расчеты показывают, что лучшие результаты разработки крутых и мощных пластов угля дают системы с полной гидравлической закладкой выработанного пространства.

Z u s a m m e n f a s s u n g

Entwicklung der Abbausysteme der mächtigen steilliegenden Kohlenflözen

Der Verfasser analysiert in seinem Referat die Vor- und Nachteile der jetzt angewandten Abbausysteme der mächtigen steilliegenden Kohlenflöze.

Beim Zubruchgehenlassen des Hangenden muss mit grossen Verlusten der Kohlensubstanz gerechnet werden. Die Kohlenverluste verursachen gewöhnlich Kohlenbrände; um diese zu vermeiden musste man die Abbausysteme verbessern. Dies ist der technische Fortschritt in der Entwicklung des Abbaues. Die technischen und ökonomischen Berechnungen zeigen, dass die besten Resultate beim Abbau der mächtigen steilliegenden Kohlenflöze durch Abbau mit vollem hydraulischen Spülversatz der abgebauten Räume erreicht werden kann.