

SKRYPTY DLA SZKOŁ WYŻSZYCH
AKADEMIA GÓRNICZO-HUTNICZA W KRAKOWIE

DOC. MGR INŻ. MICHAŁ BEDNARSKI

GÓRNICTWO OGÓLNE

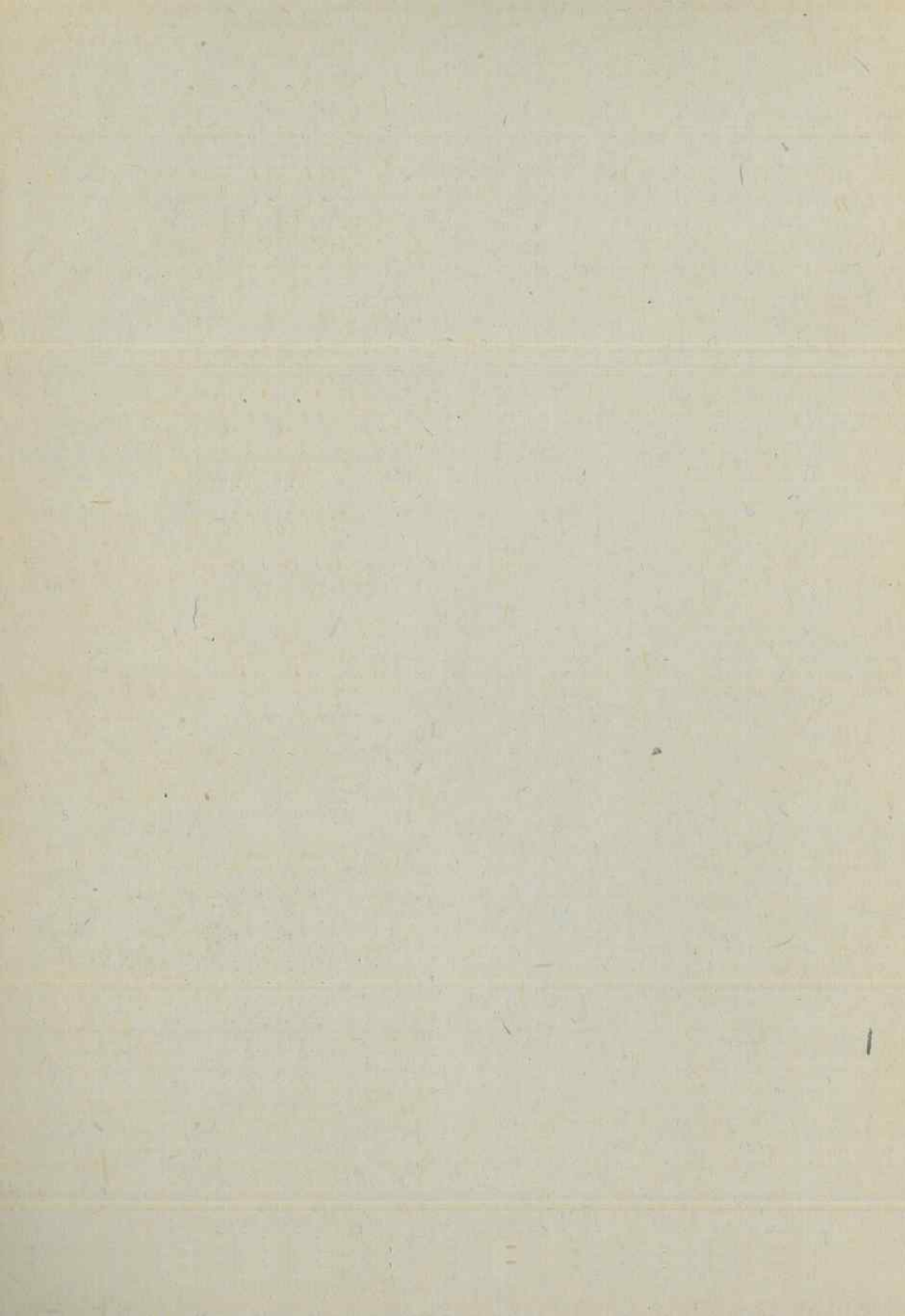
CZĘŚĆ II

ŁÓDŹ

1955

KRAKÓW

PAŃSTWOWE WYDAWNICTWO NAUKOWE



SKRYPTY DLA SZKÓŁ WYŻSZYCH
AKADEMIA GÓRNICZO-HUTNICZA W KRAKOWIE

DOC. MGR INŻ. MICHAŁ BEDNARSKI

GÓRNICtwo OGÓLNE

CZĘŚĆ II

ŁÓDŹ

1955

KRAKÓW

PAŃSTWOWE WYDAWNICTWO NAUKOWE

M. Bednarski, Górnictwo ogólne cz. I. PWN 1954 r.

Wydano za zgodą
Rektora Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie

PAŃSTWOWE WYDAWNICTWO NAUKOWE — WARSZAWA 1953

Wydanie pierwsze. Nakład 600 + 75 egzemplarzy.

Ark. wyd. 16,5. ark. druk. 17,5 + 2 wklejki. Papier druk. sat. kl. VII g. 70

Podpisano do druku 10. VIII 1953. Druk ukończono w sierpniu 1953

Zamówienie Nr 2641. D-6-1295. Cena zł 11,55

ZAKŁADY GRAFICZNE RSW „PRASA” W ŁODZI, ŻWIRKI 17

I. EKSPLOATACJA GÓRNICZA ZŁÓŻ KOPALIN STAŁYCH

1. Wyjaśnienia wstępne

Eksploracja złóż oznacza w dosłownym tłumaczeniu wykorzystanie złóż. Złoża kopalin użytecznych, występujące w skorupie ziemskiej, są i mogą być wykorzystane dla gospodarki ludzkiej tylko wówczas, gdy wybiera się z nich użyteczną substancję. Stąd więc i samą czynność wybierania kopaliny użytecznej ze złóż określa się w górnictwie nazwą eksploatacji złóż.

Termin eksploatacja górnicza złóż oznacza wybieranie kopaliny użytecznej ze złóż za pomocą robot górnich.

Użyteczna substancja złóż może występować w stanie skupienia stałym, a więc ciała stałego, albo w postaci płynnej, lub gazowej. Przedmiotem niniejszych wykładów będzie, zgodnie z programem nauczania, eksploatacja użytecznych ciał kopalnych stałych. Eksploatacja złóż ropy naftowej i gazu ziemnego omówione będą w wykładach osobnego przedmiotu pt. "eksploatacja złóż ropy i gazu."

2. Metody eksploatacji złóż kopalin stałych

Złoża występujące na powierzchni ziemi, tzw. naziemne, jak również i płytko zalegające pod powierzchnią ziemi tzw. podziemne-przypowierzchniowe eksploatuje się pod gołym niebem, za pomocą wyrobisk górnich otwartych (odkrywkowych).

Zasadniczą cechą otwartego wyrobiska górniczego jest brak w jego przekroju poprzecznym konturów zamkniętych, czyli inaczej mówiąc: wyrobisko otwarte (odkrywkowe) nie jest otoczone ze wszystkich stron skałami. Wybieranie złóż za pomocą wyrobisk otwartych (odkrywkowych) nazywa się eksploatacją górnica naziemną (odkrywkową), a zespół tego rodzaju wy-

robisk, w połączeniu z urządzeniami, maszynami i budynkami założonymi w celu eksploatacji złoża - kopalnią naziemną (odkrywkową). W projekcie przepisów technicznych dla kopalń odkrywkowych termin kopalnia odkrywkowa określony jest w następujący sposób:

"Kopalnia odkrywkowa jest to zakład górniczy zajmujący się eksploatacją kopaliny użytecznej pod gołym niebem oraz jej przeróbką na gatunki i wyroby handlowe".

W zależności od rodzaju wydobywanej kopaliny użytecznej rozróżniamy kopalnie odkrywkowe: węgla, kamienia (kamieniołomy), glin (glinianki), piasków (piaskownie), żwirów (żwirownie), rud i kruszców, torfu itp.

Złoża podziemne wgłębne użytecznych kopalin stałych przykryte grubą warstwą skał płonnych, mogą być i są eksploatowane za pomocą wyrobisk górniczych podziemnych. Wyrobisko górnicze podziemne otoczone jest na całym przekroju poprzecznym skałami, a wskutek tego przekrój jego poprzeczny ma kontury zamknięte. Wybieranie kopaliny użytecznej ze złoża lub krócej wybieranie złoża za pomocą wyrobisk podziemnych ncsi nazwę eksploatacji górniczej podziemnej. Zespół wyrobisk podziemnych wraz z zainstalowanymi do eksploatacji złoża urządzeniami, maszynami, budynkami nazywa się kopalnią podziemną.

Eksploatację górniczą złóż kopalin stałych można więc prowadzić metodą naziemną lub metodą podziemną. O wyborze jednej z podanych metod decydują warunki zalegania złoża, np. głębokość złoża, grubość nadkładu, rodzaj otaczających złożo skał, rodzaj kopaliny użytecznej oraz czynniki ekonomiczne (np. wartość gospodarcza kopaliny użytecznej, koszty jej wydobywania), jak również i czynniki techniczne (np. maszyny i urządzenia możliwe do zastosowania przy wydobywaniu kopaliny). Kryterium rozstrzygającym, jeśli nie ostatecznym to najważniejszym, co do wyboru metody eksploatacji danego złoża, są koszty eksploatacji jednostki kopaliny użytecznej. Wybiera się metodę, przy której koszt jednostkowy wypada niższy, a czas przygotowania i osiągnięcia wydobywania jest krótszy.

W praktyce zdarzają się często wypadki, że część danego złoża wybiera się do pewnej głębokości (poziomu) sposobem odkrywkowym, a głębsze

jego partie - sposobem eksploatacji podziemnej. Eksploatacja jednego złoża może być również prowadzona metodą mieszaną. Na przykład złoża gipsu, wychodzące na powierzchnię i przykryte nadkładem wybiera się sposobem naziemnym w tych partiach, gdzie łączna grubość nadkładu nie przekracza 15-20 m. Przy nadkładzie grubszym i coraz większej przez to głębokości złoża, metoda odkrywkowa staje się nierentowną i racjonalne jest przejście na eksploatację metodą podziemną. Granicę przejścia z robót naziemnych do robót podziemnych przy eksploatacji danego złoża wyznacza się na podstawie specjalnych obliczeń ekonomicznych.

II. EKSPLOATACJA NAZIEMNA (ODKRYWKOWA)

1. Charakterystyka i warunki stosowania eksploatacji naziemnej (odkrywkowej)

Główną cechą charakteryzującą naziemną metodę eksploatacji jest prowadzenie jej pod gołym niebem, za pomocą wyrobisk górniczych otwartych.

Utrzymanie wyrobisk otwartych jest mniej kosztowne niż wyrobisk podziemnych, które wymagają obudowy. Dozór w kopalni naziemnej jest łatwiejszy, a wykonanie wyrobisk naziemnych nie wymaga od załogi specjalnie wysokich kwalifikacji. Kopalnie naziemne mają dogodniejsze warunki do zmechanizowania w nich robót, ponieważ wymiary wyrobisk mogą być dostosowane do wymiarów maszyn, co w kopalni podziemnej jest możliwe tylko w niewielkim zakresie. Stosowanie dowolnych wymiarów w kopalni podziemnej jest ograniczone ze względu na ciśnienie górotworu i wynikające z niego trudności utrzymania wyrobisk o większych wymiarach przekroju poprzecznego (szerokość, wysokość). W kopalni naziemnej jest na ogół mniejsza ilość czy możliwość, tzw. "wąskich gardeł", ograniczających zdolność wydobywczą kopalni (przewietrzanie, gazowość itp.). Wydobywanie kopalni naziemnej, może być większe jeśli warunki złoża na to pozwalają, z uwagi na możliwość wykorzystania długiego frontu i zastosowania większej mechanizacji robót (możliwość stosowania urządzeń i maszyn o dużej wydajności). Ekonomiczność wykorzystania urządzeń mechanicznych wymaga dużej wydajności kopalni, albowiem nie wykorzystanie ich w pełni powoduje zwiększenie się kosztu jednostki produkcji.

Kopalnia węgla brunatnego Turów na Dolnym Śląsku może być przykładem kopalni naziemnej w wysokim stopniu zmechanizowanej. Wydobywanie dziennie tej kopalni wynosi ponad 15 000 ton, gdy tymczasem zdolność wydobywczą kopalni podziemnej nie przekracza u nas 10 000 t/dz.

Warunkiem stosowania eksploatacji naziemnej jest

występowanie złożeń na samej powierzchni lub pod niezbyt grubym nadkładem skał płonnych. W drugim wypadku o stosowaniu metody naziemnej (odkrywkowej) decydują czynniki ekonomiczne. W kosztach eksploatacji metodą naziemną na poważny udział koszt zdejmowania nadkładu i przemieszczenia skały płonnej. Jeśli stosunek grubości nadkładu (n) i grubości złożeń (z) nie przekracza liczby 4, czyli:

$$\frac{n}{z} \leq 4,$$

to koszt wydobycia jednej tony kopaliny użytecznej sposobem naziemnym zwykle jest niższy. Przy bardziej wartościowych kopalinach stosunek podany może być wyższy i wynosić 7, a w niektórych wypadkach i więcej. W miarę postępu techniki i budowy coraz to sprawniejszych maszyn do urabiania i transportu stosunek ten zwiększa się. W okresie ostatniego 50-cio lecia stosunek ten przesunął się np. dla węgla brunatnego od 1 do 7. Przed 50 laty uzasadniona była ekonomicznie eksploatacja pokładu węgla brunatnego o grubości 1 m, przy grubości warstw nadkładu równej 1 m. Dziś natomiast rentowną jest eksploatacja odkrywkowa tego samego pokładu przy nadkładzie grubym do 7 m, na skutek sprawniejszych urządzeń mechanicznych.

Koszty eksploatacji naziemnej na 1 tonę kopaliny użytecznej są znacznie niższe niż podziemnej, ponieważ odpadają przy sposobie naziemnym koszty obudowy wyrobisk, przewietrzania, oświetlenia. Wydajność pracy jest wyższa w odkrywkowych wyrobiskach niż w podziemnych. Straty substancji złożonej są lub mogą być niewielkie dzięki możliwości czystego wybierania, bez pozostawiania filarów ochronnych lub oporowych.

Bezpieczeństwo pracy jest, ogólnie biorąc większe w kopalni naziemnej. Czas przygotowania złożeń do eksploatacji odkrywkowej może być znacznie krótszy, ze względu na możliwość rozpoczęcia i równoległego prowadzenia robót w większej ilości punktów równocześnie. W kopalni podziemnej główne roboty udostępniające i przygotowawcze w większości swej muszą być prowadzone szeregowo jedno za drugim, co przedłuża czas przygotowania złożeń do wybierania.

Według referatu mgr inż. Juliana Samu -
ł 1 y pt. "Drogi postępu w górnictwie odkrywkowym"
(Zjazd Górniczy w r. 1954) zakres stosowania eksploa-

tacji odkrywkowej obejmuje 45 %, całej ilości wydobywanych kopalin użytecznych. Metodą naziemną eksploatuje się prawie w 100 % materiały budowlane, 75 - 80 % węgla brunatny 65 - 75 % kopaliny niemetaliczne, 45 - 50 % rudy metali.

Do wad naziemnej metody eksploatacji należy zaliczyć zależność prowadzenia robót od warunków atmosferycznych, jak również konieczność urabiania dużych ilości skały płonnej.

W Polsce wydobywane są sposobem naziemnym (odkrywkowym) kopaliny użyteczne, jak np.: węgiel brunatny, gliny ogniotrwałe, kwarcyty, wapienie, dolomity, bazalty, granity, piaskowce, gips, żwiry, piaski itp. W przygotowaniu są również kopalnie naziemne do eksploatacji węgla kamiennego na terenach zjednoczeń P.W.: Dąbrowskiego i Jaworznicko-Mikołowskiego.

2. Typy kopalń naziemnych (odkrywkowych)

Wśród kopalń naziemnych wyróżnić można, złączone z naturalną konfiguracją złożeń i terenu złożowego, następujące ich typy:

- 1) kopalnie naziemne - stokowe - nadpoziomowe,
- 2) " " - wgłębione - podpoziomowe,
- 3) " " - stokowo-wgłębione - nad i podpoziomowe.

W kopalniach naziemnych stokowych wyrobiska eksploatacyjne prowadzone są na zboczach gór, pagórków kryjących w swoim wnętrzu złoża kopalin użytecznych. Całe złożo znajduje się powyżej poziomu dróg kolejowych, lub transportowych, jakie są przeprowadzone w terenie sąsiadującym z kopalnią naziemną. Urobek z wyrobisk kopalni naziemnej-stokowej stacza się samoczynnie lub transportowany jest na poziom przewozu kolejowego czy innego w kierunku z góry na dół, przy wykorzystaniu działania siły ciężkości.

Kopalnie naziemne-wgłębione eksploatują złoża zalegające poniżej poziomu głównego transportu na powierzchni, a wskutek tego urobek z nich musi być wyciągany z dołu do góry co wymaga zużycia dodatkowej energii, a więc jest kosztowniejsze.

Gdy część złoża zalega powyżej głównego poziomu

dróg kolejowych, część zaś poniżej, to każda z tych części będzie miała odrębny typ kopalni - stokowy lub wgłębiony. Dla całego złoża więc typ kopalni będzie mieszany: stokowo-wgłębiony.

W kopalniach stokowych odwadnianie wyrobisk nie stanowi problemu, może być bowiem wykonane przez przeprowadzenie odpowiednich rowów odwadniających. W kopalniach wgłębionych natomiast muszą być urządzenia do odwadniania (pompy, rurociągi), co oczywiście pociąga za sobą dodatkowe koszty inwestycyjne i zwiększenie kosztu eksploatacyjnego jednostki produkcji.

3. Obszar górniczy kopalni naziemnej

W myśl prawa górniczego, każda kopalnia winna mieć wyznaczony tzw. obszar górniczy, przez który należy rozumieć przestrzeń, w granicach której, może przedsiębiorstwo górnicze eksploatować oznaczoną kopalnię użyteczną. Obszary górnicze dla wszystkich kopalni użytecznych zatwierdza (wyznacza) minister górnictwa. Jeżeli w terenie złożonośnym występują dwie, lub więcej kopaliny użyteczne, to dla każdej kopaliny powinien być określony osobny obszar górniczy.

Granice obszaru górniczego określają na powierzchni granice pola kopalnianego, a w głąb ziemi - płaszczyzny pionowe, przeprowadzone wzdłuż granic pola. Jak wielkie powinny być wymiary pola górniczego kopalni prawo górnicze nie określa. Wynikają one albo z warunków zalegania samego złoża, jeśli ma ono wymiary i zasoby ograniczone, albo, przy nieograniczonych zasobach i znacznych wymiarach powierzchni terenu złożonośnego - należy je wyznaczyć, biorąc pod uwagę następujące wytyczne:

1) aby długość frontu eksploatacyjnego była dostatecznie wielka i mogła zabezpieczyć planowaną produkcję,

2) okres istnienia kopalni był tak długi, by inwestycje mogły być zamortyzowane.

Między wielkością rocznego wydobycia kopalni, wielkością zasobów przemysłowych obszaru górniczego, wielkością pola kopalnianego oraz ilością lat istnienia kopalni istnieją współzależności, które można wyrazić następującymi wzorami:

Wydobycie roczne kopalni

$$T = \frac{Q}{n} .$$

Zasoby przemysłowe złoża

$$Q = P \cdot E = n \cdot T.$$

Ilość lat istnienia kopalni

$$n = \frac{Q}{T} .$$

Powierzchnia pola kopalnianego

$$P = \frac{Q}{E} = \frac{n \cdot T}{E} .$$

gdzie

T - wydobycie roczne w tonach,

Q - zasady przemysłowe w tonach,

n - ilość lat istnienia kopalni,

P - powierzchnia pola kopalni w m² ,

E - wydajność 1 m² terenu złożonościowego
w tonach/m²,

Powierzchnia pola kopalnianego

$$P = \frac{n \cdot T}{E} .$$

Ilość lat (n) przyjmuje się, biorąc pod uwagę okres amortyzacji najważniejszych urządzeń i maszyn. Dla kopalń odkrywkowych n = 15 - 20 lat, co odpowiada okresowi amortyzacyjnemu urządzeń i maszyn. Dla budynków okres amortyzacji jest dłuższy i może być przyjęty 60 lat.

Do obliczeń można więc przyjmować, albo okres w którym ulegają zużyciu i amortyzacji urządzenia i maszyny (15 - 20 lat), gdy inwestycje budowlane mają niewielkie znaczenie, albo okres 60 lat, uwzględniający budynki, przy czym w okresie tym podlegać będą odnowieniu maszyny 3 - 4 razy. W jednym i drugim wypadku (n) jest znane, wobec czego można

napisać, że $\frac{n}{E} = \text{const}$, a powierzchnia pola kopalnianego $P = c [f(T)]$.

Powierzchnia pola kopalnianego jest funkcją wydobycia rocznego kopalni. Wielkość produkcji rocznej wynikająca z planowego zapotrzebowania surowca jest zwykle znana przed założeniem kopalni, a wobec tego i przy innych znanych wielkościach można obliczyć powierzchnię pola kopalnianego. Przy obliczaniu tej powierzchni należy jeszcze uwzględnić współczynnik strat $v = 1,2 - 1,4$, aby mieć pewność, że pole będzie zawierać zasoby dostatecznie wielkie i wystarczające do utrzymania produkcji rocznej (T) w czasie (n) lat istnienia kopalni. Ostatecznie można napisać, że powierzchnia pola kopalni naziennej:

$$P = c.v.T = \frac{n.v.T}{E} = \frac{v.Q}{E}.$$

4. Założenie poziomów i pięter w kopalni naziemnej

Przed przystąpieniem do wybierania kopalin ze złoża, wykonuje się, w zależności od właściwości złoża i jego warunków geologicznych, w mniejszym lub większym zakresie roboty górnicze udostępniające i przygotowawcze. Roboty udostępniające polegają na wykonaniu wyrobisk, którymi łączy się złoże z powierzchnią i umożliwia transport urobku, otrzymywanego z robót w samym złożu. Roboty przygotowawcze mają na celu przygotowanie udostępnionej części złoża do wybierania i założenia wyrobisk eksploatacyjnych oraz zapewnienia im połączenia z wyrobiskami udostępnienia, a przez nie z powierzchnią.

Jedną z pierwszych czynności przy zakładaniu kopalni jest założenie poziomu wydobywczego kopalni. W ścisłym znaczeniu poziom kopalni oznacza poziomą płaszczyznę, przeprowadzoną przez punkty udostępnienia złoża lub jego części. Przy podziale złoża poziomami, każdemu z nich przydana jest część złoża, zalegająca zwykle powyżej lub rzadziej pod nim. Kopalinę użyteczną wydobytą z udostępnionej poziomem części złoża, transportuje się do wyrobisk poziomu i z nich następnie wydobywa się na powierzchnię.

Poziom, w którego wyrobiskach koncentruje się urobek kopalni i z którego następnie odbywa się wydawanie go na powierzchnię, nosi nazwę poziomu wydobywczego kopalni.

Oprócz poziomu wydobywczego może być w kopalni założony poziom do innych celów, jak np.: wodny lub wentylacyjny (w kopalniach podziemnych).

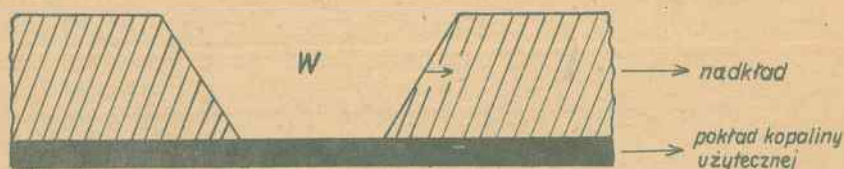
Część złoża przeznaczona do wybierania z danego poziomu dzielona jest płaszczyznami poziomymi na mniejsze części zwane piętami. Pojęcie piętra przy eksploatacji naziemnej jest odmienne od piętra przy eksploatacji podziemnej.

5. Rodzaj wyrobisk górniczych w kopalni naziemnej

Każde wyrobisko górnicze w kopalni ma określone według projektu zadanie, jakie ma do spełnienia w całokształcie robót związanych i przygotowaniem złoża do eksploatacji oraz w czasie eksploatacji. Ze względu na przeznaczenie i cel, w jakim są prowadzone, rozróżnia się wyrobiska górnicze:

- a) udostępniające,
- b) przygotowawcze,
- c) eksploatacyjne.

a) Wyrobisko udostępniające w każdej kopalni ma za zadanie otworzyć dostęp do złoża lub jego części. Charakterystyczne jest dla niego to, że wykonane bywa przeważnie w skałach płonnych. W kopalni naziemnej celem wyrobiska udostępniającego jest oprócz otwarcia dostępu do złoża również umożliwienie wybierania nadkładu. Wyrobiska udostępniające wykonuje się w kształcie rowów, które noszą nazwę wykopów udostępniających (rys. 1). Wykopy udostę-



Rys. 1. Wykop udostępniający (w)

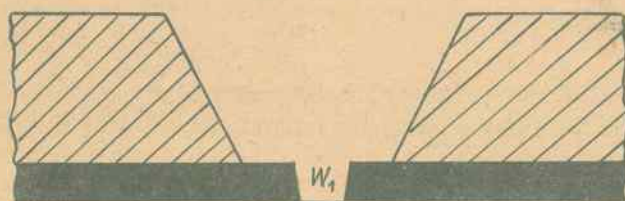
pniające mogą być oddzielne dla nadkładu i oddzielne dla złoża lub wspólne dla nadkładu i złoża.

Ponadto mogą być wykopy pojedyncze lub podwójne. Wykopy pojedyncze są jednostronne i jednokierunkowe – osobne do transportu wozów próżnych i ładownych. W wykopach podwójnych ruch odbywa się dwukierunkowo zwykle przy 2 torach, z których jeden służy do wozów próżnych, drugi do wozów z urobkiem.

Wykopy udostępniające mogą mieć usytuowanie w stosunku do granic objętego eksploatacją terenu: zewewnętrzne lub wewnętrzne wobec czego rozróżnia się wykopy udostępniające: zewewnętrzne i wewnętrzne.

Wykop udostępniający, łączący poziomy wydobywcę kopalni z powierzchnią, nosi nazwę wykopu zasadniczego. W wykopie zasadniczym umieszczone są główne drogi przewozowe, po których odbywa się transport z poziomów na powierzchnię. Wykopy zasadnicze mogą być prostoliniowe, zygzakowate, serpentynowe i petlowe.

b) Wyrobiska przygotowawcze wykonuje się również w kształcie rowów, noszących nazwę wykopów przygotowawczych. Wykop przygotowawczy jest to wyrobisko w kształcie rowu, wykonane w złożu (rys. 2). Celem jego jest przygotowanie frontu wybierania. W czasie prowadzenia wykopów przygotowawczych otrzymuje się kopalinę użyteczną. Rowy przygotowawcze służą również do odwodnienia.

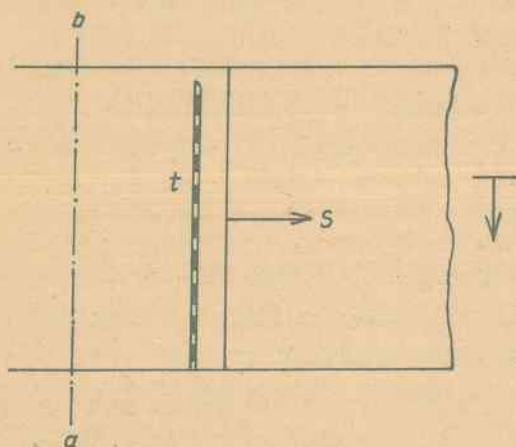


Rys. 2. Wykop przygotowawczy (W_1)

c) Wyrobiska eksploatacyjne są miejscami wybierania kopaliny użytecznej, czyli eksploatacji udostępnionej części złoża. Po wykonaniu wykopu przygotowawczego w złożu można dokonać wybierania długim frontem równoległym do osi wykopu przygotowawczego. Jeden z boków wykopu przygotowawczego staje się przodkiem, który posuwa się prostopadle do osi wykopu. Wyrobisko eksploatacyjne w postaci długiego przodka, równoległego do osi wykopu przygotowawczego i posuwającego się frontalnie nazywa się ścianą (rys. 3). Wzdłuż całej długości przodka ścianowego

układa się tory załadownicze na urobek i tory te w miarę posuwu ściany przesuwa się równolegle za przodkiem.

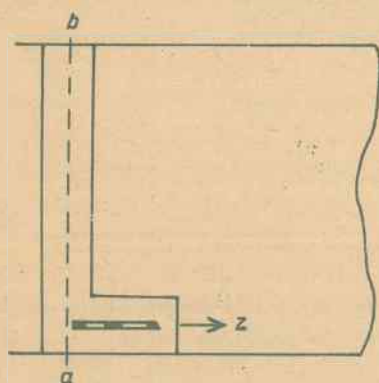
Drugim rodzajem eksploatacyjnego wyrobiska jest zabierka. Jeżeli wybieranie prowadzone jest krótkimi odcinkami, w kierunku prostopadłym do osi rowu przygotowawczego, z ułożeniem torów w tym samym kierunku, to wyrobisko takie nazywa się zabierką (rys. 4). Przygotowaną część złoza można wybierać wąskim przodkiem prostopadłym usytuowanym do osi rowu z równoległym kierunkiem posuwu do osi rowu. Wyrobisko takie nosi nazwę ubierki pasami (rys. 5).



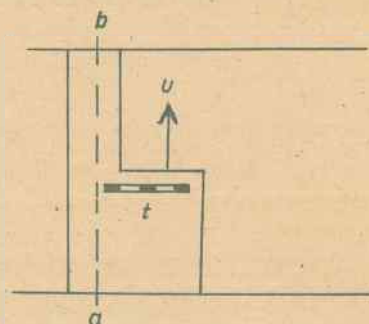
Rys. 3. Przodek eksploatacyjny ścianowy (s)
a-b - oś wykopu przygotowawczego,
t - tor szynowy

Sposób i kierunek prowadzenia wyrobisk udostępniających, przygotowawczych i eksploatacyjnych określa system wybierania złoza. System nadziemnego wybierania

złoza obejmuje więc rodzaj stosowanych wyrobisk, usytuowanie ich i kierunek posuwania się w stosunku do



Rys. 4. Przodek eksploatacyjny zabierkowy (z)



Rys. 5. Przodek eksploatacyjny ubierkowy pasami

elementów złoża (rozciągłość, upad) lub osi głównych wyrobisk przygotowawczych. System związany jest nie tylko z prowadzeniem samego frontu wybierania, ale również ze sposobami zbierania i umieszczania nadkładu, z likwidacją przestrzeni po wybraniu złoża oraz ze sposobami transportu, tak urobku, jak i skały płonnej z nadkładu.

6. Klasyfikacja systemów wybierania przy eksploatacji naziemnej

Podział systemów wybierania przy eksploatacji naziemnej można przeprowadzić, biorąc za podstawę zasady klasyfikacji opracowanej przez prof. B u d r y k a dla eksploatacji podziemnej,

- a) Rodzaj przodku eksploatacyjnego,
- b) Kierunek wybierania przygotowanych części złoża w stosunku do elementów złoża (rozciągłość, upad),
- c) Lokalizacja skał płonnych z nadkładu,
- d) Kierunek wybierania złoża w odniesieniu do granic pola kopalnianego i wyrobisk udostępnienia.

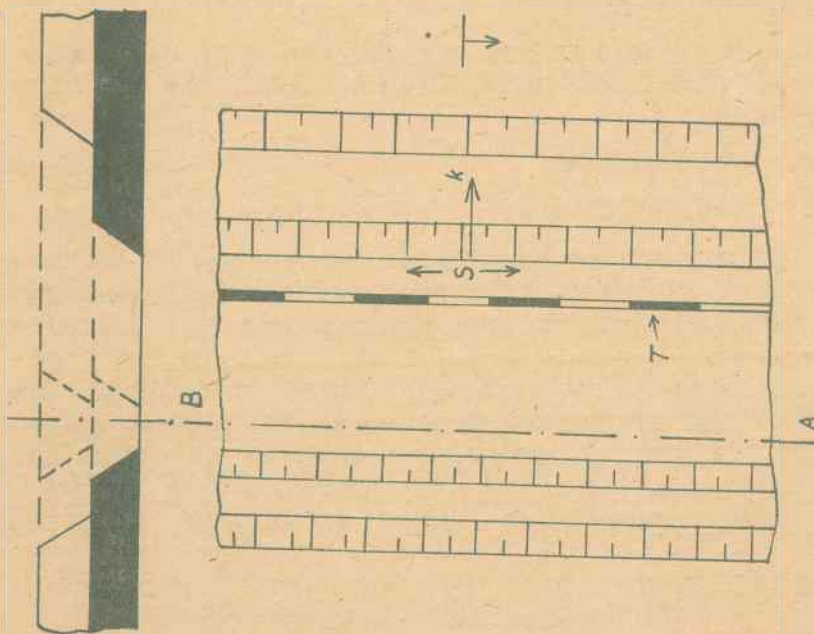
a) Systemy wybierania ze względu na rodzaj wyrobiska eksploatacyjnego

Systemy wybierania kopalin użytecznej ze złoża sposobem górniczym naziemnym można podzielić na dwie zasadnicze grupy:

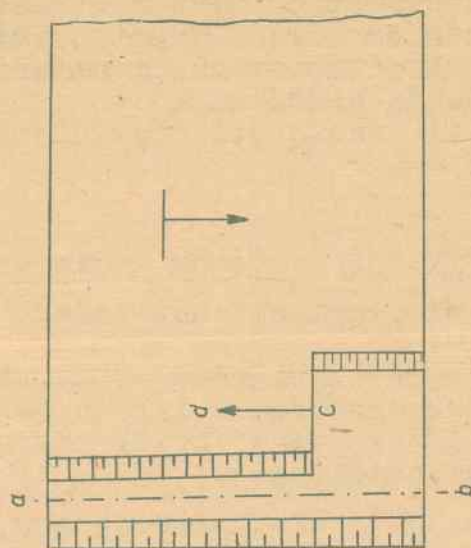
- I. Systemy ubierkowe,
- II. " zabierkowe.

Systemy ubierkowe polegają na prowadzeniu wyrobisk eksploatacyjnych, w których, w ślad za posuwającym się przodkiem, przestrzeń wybraną można likwidować równolegle do linii przodku *. Tory służące do transportu urobku ułożone są i przekładane równolegle do frontu przodku ubierkowego. System ubierkowy z długim przodkiem, w którym urabianie odbywa się frontalnie i front urabiania posuwa się prostopadle do osi wkopu przygotowawczego, nosi nazwę ścianowego (rys.6).

* Likwidacja przestrzeni wybranej może być prowadzona dopiero po wybraniu najniższego piętra.



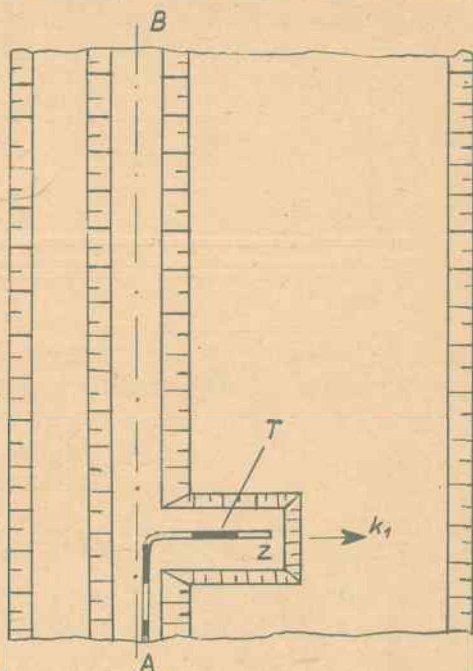
Rys. 6. System wybierania ściannowy
 s - ściana;
 k - kierunek postępu;
 A-B - oś wykopu przygotowawczego;
 T - tory



Rys. 7. System wybierania pasami
 a-b - oś wykopu przygotowawczego;
 c-d - postępowanie wybierania

Wybieranie przygotowanej części złoŜa z boku, a wiêc równoległe do osi wykopu przygotowawczego i krótszym przodkiem moŜna nazwać systemem ubierkowym-pasowym (rys. 7). Tor za przodkiem ubierkowym pasowym jest równoległe połoŜony i posuwa siê za nim równoległe. Likwidacja wybranej przestrzeni moŜe postêpować równieŜ równoległe.

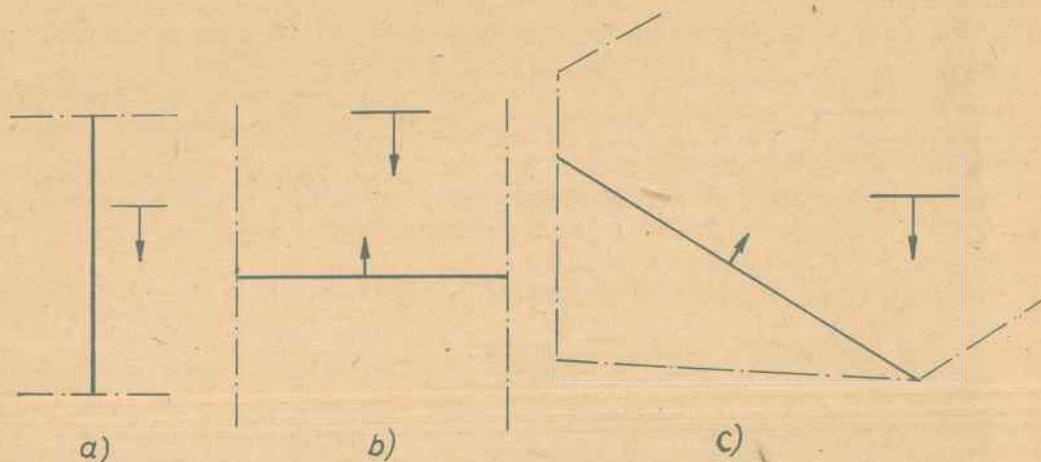
W systemie zabierkowym (rys. 8) charakterystyczne jest stosowanie wyrobisk o wáskim przodku, w którym likwidacja przestrzeni wybranej odbywaê siê moŜe dopiero po wybraniu zabierki na caêej dêugoœci. Zabierki mogà byê wykonywane z przegrodà miêdzy zabierkami, tzw. nogà (w podziemnym sposobie eksploatacji b. czêsto) lub bez nogi.



Rys. 3. System wybierania zabierkowy
 z - zabierka;
 k₁ - kierunek postêpu zabierki;
 A-B - oœ wykopu przygotowawczego;
 T - tor.

b) Kierunek wybierania przygotowanych czêœci złoŜa w stosunku do rozciàgłoœci i upadu złoŜa

JeŜeli złoŜe ma upad i rozciàgłoœê, wówczas zarówno systemy ubierkowe, jak i zabierkowe mogà byê (rys. 9a,b,c) w odmianie podêuŜnej (wybieranie złoŜa nastêpuje zgodnie z kierunkiem rozciàgłoœci), lub w odmianie poprzecznej, gdy wybiera siê złoŜe w kierunku zgodnym z nachyleniem złoŜa. MoŜe byê równieŜ system przekàtny przy niezgodnoœci wybierania z rozciàgłoœcià i z upadem.



Rys. 9. Odmiany systemów w zależności od kierunku wybierania w stosunku do rozciągłości i upadu złoża

- a - system podłużny,
- b - system poprzeczny,
- c - system przekątny

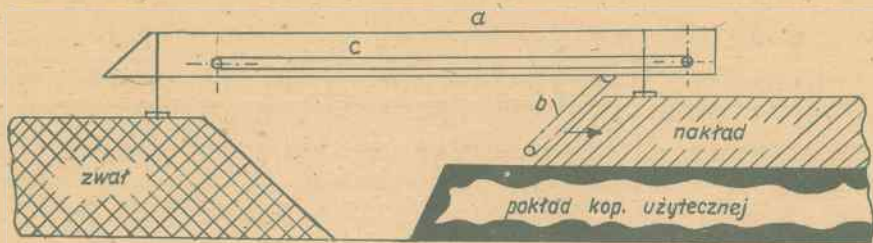
c) Lokalizacja skał płonnych z nakładu.

W bardzo nielicznych wypadkach występują złoża kopaliny użytecznej bezpośrednio na powierzchni ziemi jako złoża otwarte (odslonięte), tak że można rozpocząć w nich wyrobiska przygotowawcze z pominięciem robót udostępniających. W większości swej złoża pokryte są warstwą skał płonnych, których usunięcie i przemieszczenie wymaga specjalnych robót i urządzeń. Systemy z usuwaniem nakładu można podzielić na dwie grupy:

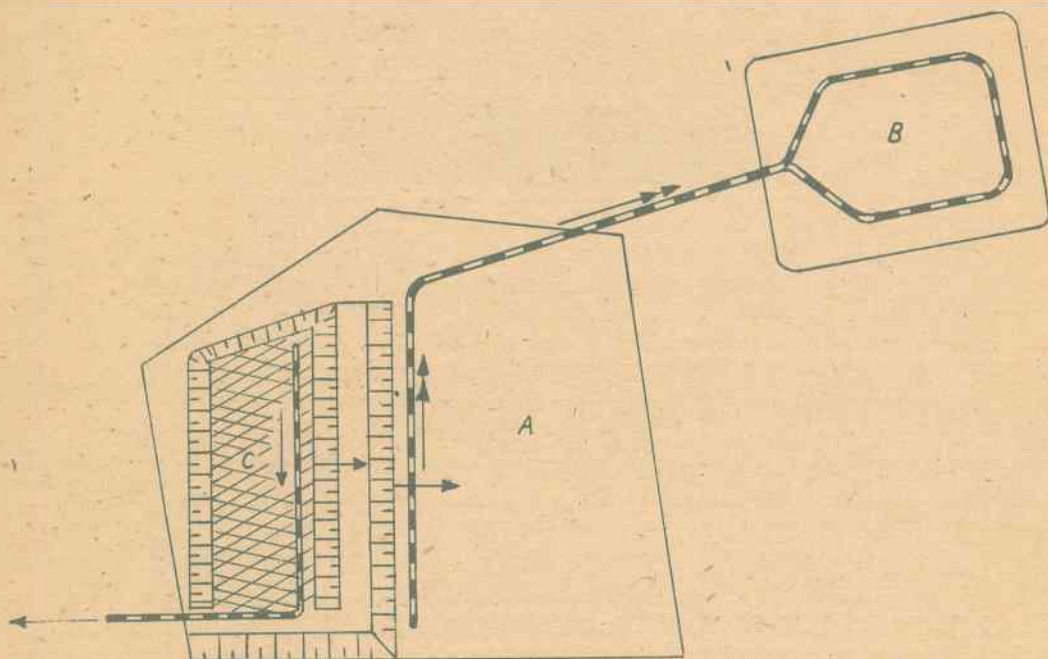
1. ze zwałowaniem wewnętrznym,
2. " " zewnętrznym.

Zwałowanie wewnętrzne (rys. 10) oznacza umieszczenie skały płonnej z nakładu w przestrzeni wybranej tej samej odkrywki i najczęściej w ślad za postępującym przodkiem najniższego piętra.

Zwałowanie zewnętrzne polega na lokowaniu skały płonnej ze zbieranego nakładu poza terenem eksploataowanym (rys. 11). System wybierania ze zwałowaniem wewnętrznym może być z urządzeniami do przemieszczania urobionej skały do przestrzeni wybranej, za linię frontu urabiania, jak np. mosty przenośne (rys. 10). W sposobie tym odpada długi przewóz, gdyż skałę przemieszcza się na krótką odległość bądź wprost z czer-



Rys. 10. Zwałowanie wewnętrzne
 a - pomost nośny,
 b - czerparka do urabiania skały nadkładu,
 c - przenośnik taśmowy

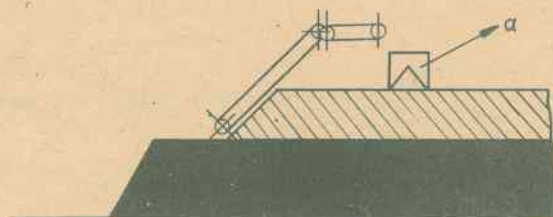


Rys. 11. Zwałowanie zewnętrzne
 A - teren eksploatawany,
 B - zwal dla skały płonnej,
 C - teren wyeksploatowany,
 —————> kierunek odwozu skały,
 —————> " " kopaliny użyt.
 - - - - - tory

paków, którymi się ją urabia, bądź przenośnikami.

Zwałowanie wewnętrzne może być stosowane również środkami i urządzeniami transportowymi, jeśli skałę płonną składa się wprowadzić na terenie wybranej odkrywki, ale w większej odległości od frontu wybierania. Sposób ten wymaga już torów, wozów, lokomotyw itp. (rys. 12).

System zwałowania zewnętrznego polega na składowaniu materiału płonnego w miejscach poza terenem eksploatacji, w których złoża nie występuje lub zostało już wybrane robotami innej kopalni naziemnej.



Rys. 12. Zwałowanie z przewozem skały płonnej
a - urządzenie do przewozu poza teren odkrywki.

d) Wybieranie złoża i kierunek jego w odniesieniu do granic złoża i wyrobisk udostępnienia

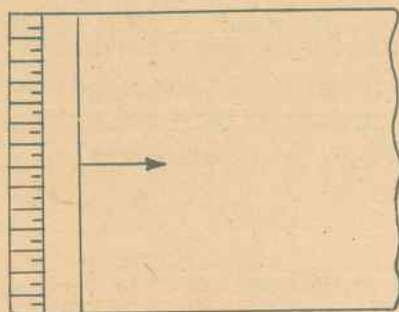
Wyrobiska udostępniające i przygotowawcze można założyć albo w środku pola kopalnianego, albo wzdłuż jednej z jego granic. W wypadku lokalizacji wyrobisk udostępniających i przygotowawczych w środkowej części pola kopalnianego eksploatacja złoża odbywa się w kierunku granic, z prowadzeniem frontu wybierania jedno-dwu-lub wieloskrzydłowego (rys. 13, 14, 15).

Posuwanie się linii frontu wybierania może być w kierunku stałym (rys. 13, 14, 15) lub zmiennym (wachlarzowato) (rys. 16).

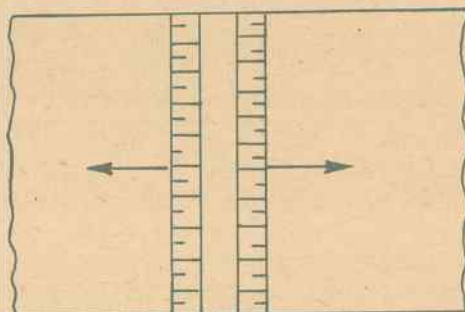
Poza wymienionymi kryteriami można uwzględnić jeszcze położenie poziomu wydobywczego w stosunku do poziomu powierzchni (poziomu dróg kolejowych). Na podstawie tego czynnika można wyróżnić:

1. system eksploatacji stokowy: (rys. 17) nadpoziomowy, lub poziomowy,

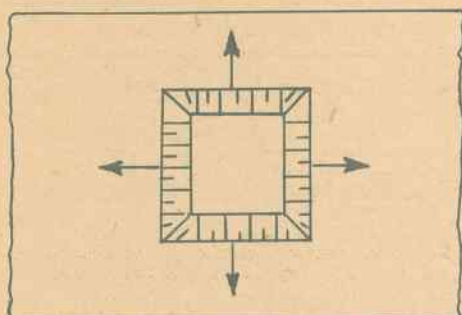
2. system podpoziomowy (rys. 18).



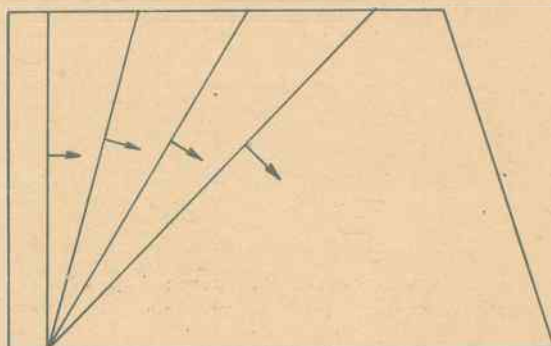
Rys. 13. Wybieranie zło-
ża jednoskrzydłowe



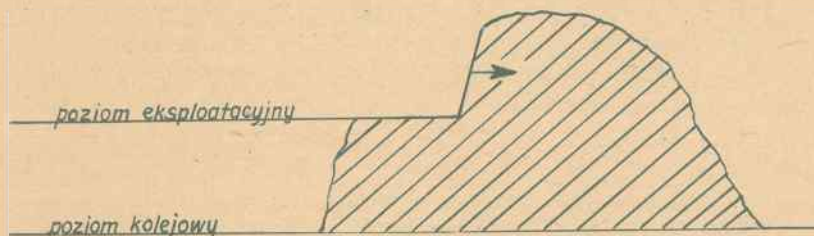
Rys. 14. Wybieranie zło-
ża dwuskrzydłowe



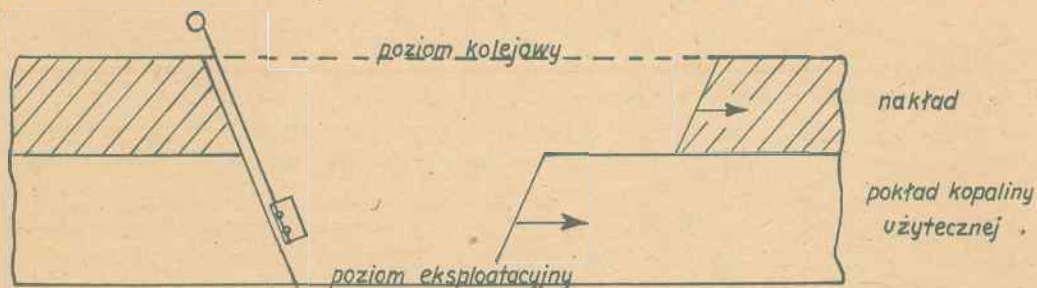
Rys. 15. Wybieranie zło-
ża czteroskrzydłowe



Rys. 16. Wachlarzowaty
postęp linii frontu
wybierania



Rys. 17. System eksploatacji (stokowy) nadpoziomowy



Rys. 18. System eksploatacji poziomowy

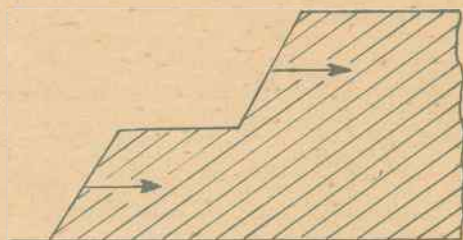
W systemie stokowym eksploatacji naziemnej transport urobku i nadkładu, jako zgodny z kierunkiem działania siły ciężkości, jest ułatwiony, odwadnianie również, w systemie zaś podpoziomowym konieczne są urządzenia do wyciągania i pompy do usuwania z wyrobiska wody zużywające energię.

7. Wysokość przodku wyrobiska eksploatacyjnego

Przodek wyrobiska eksploatacyjnego może być jedno, lub więcej stopniowy (rys. 19, 20) o różnej wysokości, zależnej od sposobu urabiania lub naturalnej



Rys. 19. Przodek jednostopniowy



Rys. 20. Przodek dwustopniowy

grubości złoże. Wysokość pionowa przodku wynosi: przy ręcznym urabianiu do 3-4 m, przy urabianiu maszynowym (czepakami) do 10 m, przy stosowaniu do urabiania materiałów wybuchowych do 20 m, a maksymalnie do 60 m.

8. Sposoby udostępnienia złoże do eksploatacji naziemnej

Udostępnienie złoże do eksploatacji naziemnej zależy od warunków zalegania złoże, z których rzeźba terenu złożoności odgrywa najważniejszą rolę. Jeśli do odsłonięcia złoże i połączenia go z powierzchnią wystarczy zdjęcie ręczne nadkładu, wówczas otwarcie dostępu do złoże nosi nazwę udostępnienia bezpośredniego. Przy nadkładzie o większej grubości konieczne są specjalne wyrobiska udostępniające, które stanowią ogniwo pośrednie między powierzchnią terenu a złożem. W tym wypadku sposób otwarcia dostępu do złoże wyrobiskami nazywa się udostępnieniem za pomocą wykopów.

Udostępnienie złoża do eksploatacji naziemnej polega więc na połączeniu złoża lub jego części z powierzchnią terenu (ściślej z poziomem głównych dróg transportowych) albo przez samo zdjęcie nadkładu (udostępnienie bezpośrednie) albo przez wykonanie również wyrobisk udostępniających (udostępnienie za pomocą wykopów).

Sposób udostępnienia zależy przede wszystkim od konfiguracji terenu złożonościowego. W wypadku zalegania złoża w terenie o kształcie góry, pagórka czy wzniesienia udostępnienie polega zwykle na zdjęciu nadkładu z jednej jego strony i odsłonięciu zbocza i zawartej w nim części złoża. Po zdjęciu nadkładu można przystąpić do wybierania kopaliny użytecznej, zwykle jedną ścianą, która w miarę urabiania posuwa się w głąb góry czy pagórka. W złożach na równinach oraz przykrytych grubą warstwą nadkładu otwarcie dostępu wymaga wykopów udostępniających, które mają do spełnienia dwa główne zadania:

1. Połączyć poziomy i piętra nadkładu z powierzchnią, umożliwić przygotowanie frontu zdejmowania nadkładu i przesunięcie tego frontu o wielkość wyprzedzenia przed linię frontu eksploatacyjnego;

2. Połączyć złoże lub jego części, a ściślej poziomy z powierzchnią.

Usunąć skały płonne nadkładu można na całym terenie złoża, przewidzianym do eksploatacji, przed rozpoczęciem wyrobisk przygotowawczych i eksploatacyjnych. Taki sposób jednorazowego lub uprzedniego zdejmowania nadkładu stosuje się w niektórych wypadkach. Częściej stosuje się sposób zdejmowania nadkładu równocześnie z postępem frontu eksploatacyjnego. Sposobem równoległego zdejmowania nadkładu osiąga się równomierne rozłożenie kosztów na ilość wydobywanej kopaliny, wcześniejsze rozpoczęcie produkcji oraz możliwość wykorzystania terenu wyeksploatowanego jako miejsca do składowania skał płonnych nadkładu w niewielkiej odległości od miejsca urabiania.

Skałę płonną z nadkładu wybiera się albo jedną warstwą na całą jego grubość, albo kilku warstwami-dzieląc nadkład w profilu pionowym na piętra. W każdym piętrze nadkładu front urabiania jest równoległy do linii frontu eksploatacyjnego i wyprzedza front niższego piętra o pewien odstęp, zależny od sposobów urabiania i transportu. Przy urabianiu

ręcznym i transporcie nie zmechanizowanym odstęp ten nie przekracza 3-4 m, przy mechanicznym urabianiu i przewozie dochodzi do 10 m, a nawet więcej, np. przy czerparkach - do 50 m.

Z wykopu zasadniczego udostępniającego przeprowadza się wykop piętrowy przygotowawczy, wzdłuż całej projektowanej linii przodku eksploatacyjnego i po wykonaniu tegoż rozpoczyna się urabianie frontalnie długim przodkiem, prostopadle do osi wykopu przygotowawczego, którego bok staje się przodkiem urabiania w piętrze. Po przesunięciu się linii przodku pierwszego piętra nadkładu można przystąpić do założenia piętra niższego.

Poszczególne piętra połączone są z powierzchnią wykopem wspólnym dla wszystkich pięter albo też wykopami oddzielnymi dla każdego piętra.

Poniżej ostatniego piętra nadkładu zakłada się piętra w złożu i poziomy. Celem połączenia poziomów wydobywczych z powierzchnią udostępniający wykop główny, nachylony, prowadzi się aż do spągu złoża lub spągu wybieranej najniższej warstwy.

Udostępnienie złożeń do eksploatacji naziemnej obejmuje kilka sposobów, z których najczęściej stosuje się następujące:

1. Udostępnienie, polegające na połączeniu każdego poziomu oddzielnym wykopem, tzw. udostępnienie oddzielnymi wykopami (rys. 21);

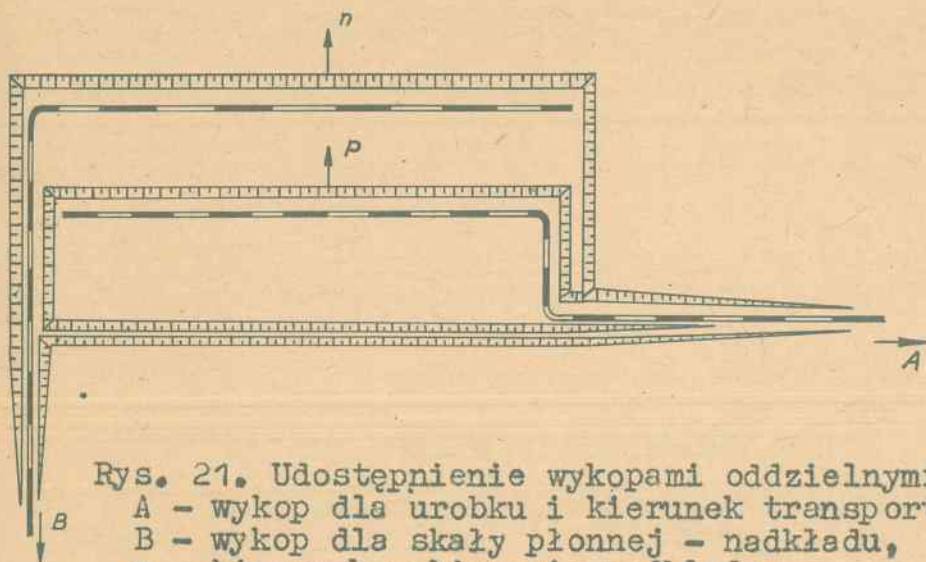
2. Założenie większej ilości wykopów, z których jedna grupa przeznaczona jest dla nadkładu, druga natomiast dla samego złoża nosi nazwę udostępnienia wykopami grupowymi (rys. 22);

3. Udostępnienie wykopami wspólnymi dla większej ilości poziomów i pięter w nadkładzie i złożu;

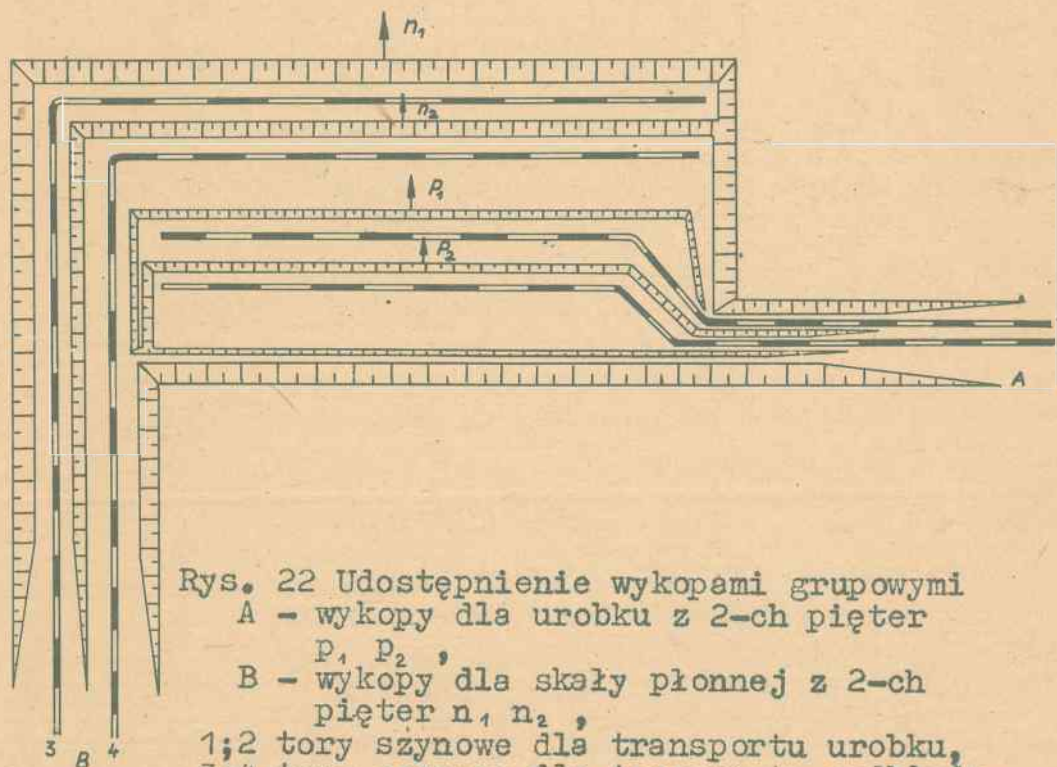
4. Przeprowadzenie udostępnienia tzw. wykopami podwójnymi, z których każdy służy do przewozu, bądź wozów próżnych, lub wozów ładownych;

5. Zamiast wykopów zasadniczych można otworzyć dostęp za pomocą wyrobisk podziemnych. Jest to udostępnienie wyrobiskami podziemnymi, (sztolnią rys. 22a lub szybem rys. 22b - kombinowany rys. 22c);

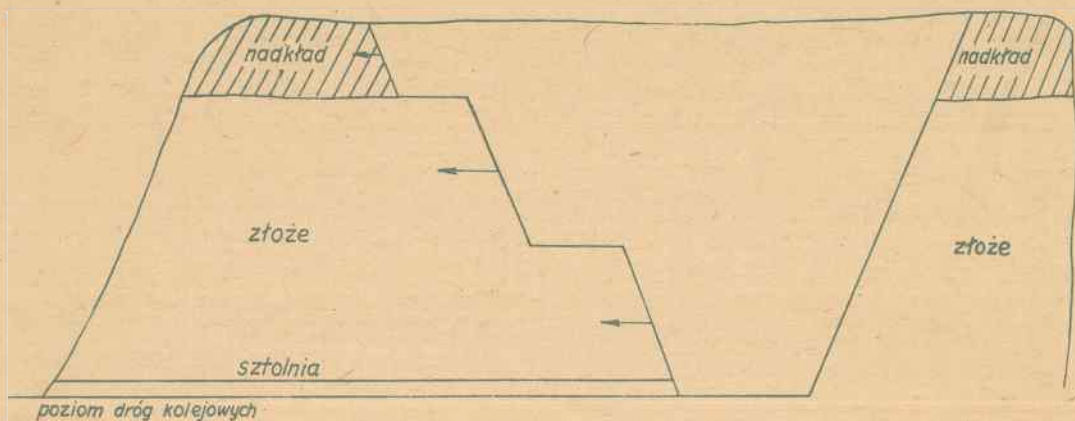
6. Możliwe i często stosowane jest udostępnienie kombinowane, polegające na połączeniu poprzednio wy-



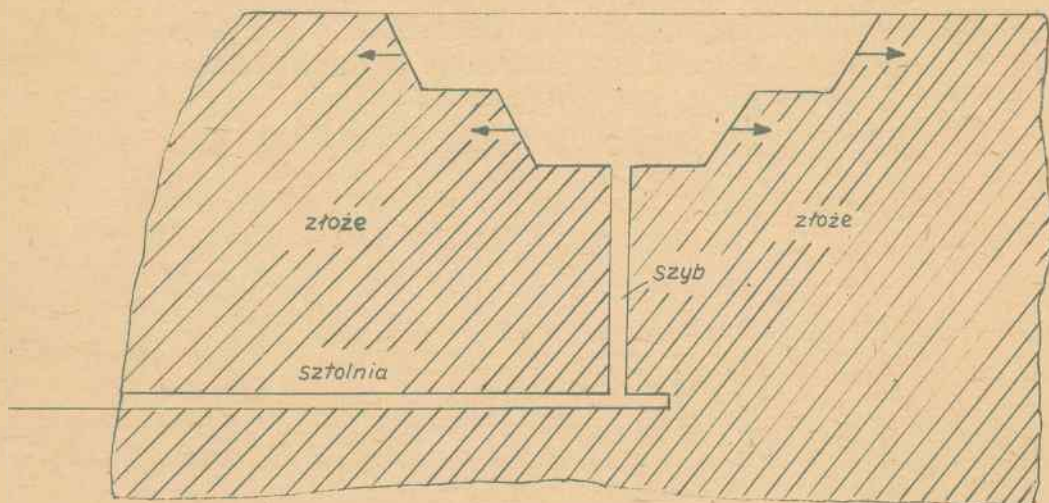
Rys. 21. Udostępnienie wykopami oddzielnymi
 A - wykop dla urobku i kierunek transportu,
 B - wykop dla skały płonnej - nadkładu,
 n - kierunek wybierania nadkładu,
 p - kierunek wybierania pokładu kopaliny
 użyt.



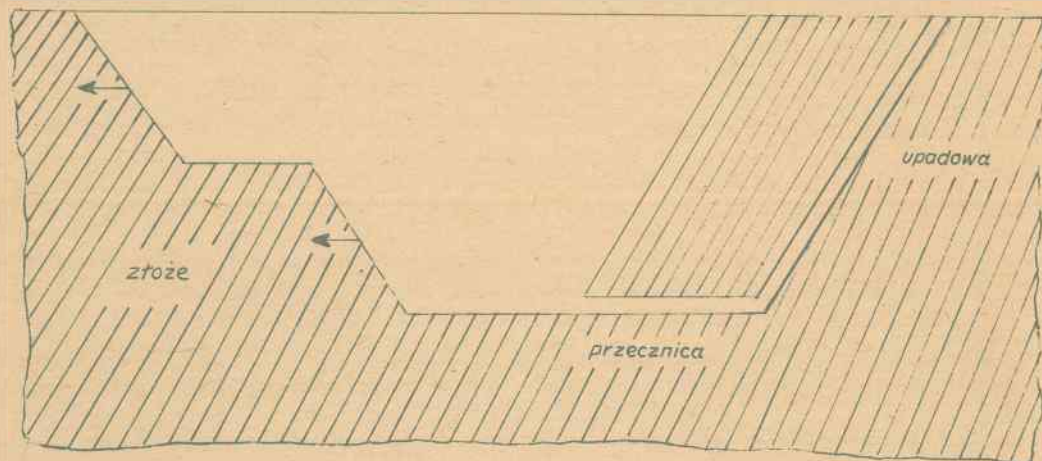
Rys. 22 Udostępnienie wykopami grupowymi
 A - wykopy dla urobku z 2-ch pięter
 p_1, p_2 ,
 B - wykopy dla skały płonnej z 2-ch
 pięter n_1, n_2 ,
 1;2 tory szynowe dla transportu urobku,
 3;4 tory szynowe dla transportu nadkładu.



Rys. 22a. Udostępnienie sztolnią



Rys. 22b. Udostępnienie sztolnią i szybem



Rys. 22c. Udostępnienie upadową i przecznicą

mienionych sposobów, dla poszczególnych poziomów.

Rozwiązanie udostępnienia może nastąpić również w ten sposób, że wykop udostępniający usytuowany jest na ociosie roboczym wyrobiska i w miarę postępu tegoż ociosu, następuje również zmiana miejsca udostępnienia. Udostępnienie tego rodzaju nosi nazwę udostępnienia tzw. przesuwanego, celem odróżnienia od udostępnienia stałego, przy którym wyrobisko udostępniające jest w stałym miejscu odkrywki przez dłuższy okres czasu.

9. Usuwanie nadkładu

Zdjęcie nadkładu nad złożem wymaga czynności następujących:

- a) urabiania skał w nadkładzie,
- b) ładowania urobionej skały płonnej,
- c) transportu urobku do miejsca składowania,
- d) wyładowania na zwalach.

a) Urabianie skał w nadkładzie

Urabianie czyli oddzielanie części skały od caliny może być: ręczne, za pomocą narzędzi prostych, mechaniczne przy użyciu energii parowej, sprężonego powietrza lub elektrycznej oraz odpowiednich narzędzi i maszyn, jak również urabianie za pomocą materiałów wybuchowych.

Sposoby urabiania zależą od zwięzłości i twardości urabianej skały. Wszystkie skały można zaliczyć do jednej z następujących klas.

- 1. Skały sypkie (np. piasek, żwir),
- 2. " miękkie (np. iły, glina),
- 3. " kruche (np. łupek),
- 4. " twarde (np. piaskowiec),
- 5. " bardzo twarde (np. kwarcyt).

Skały płonne, tworzące nadkład, należą przeważnie do skał sypkich, luźnych lub miękkich, gliniastych. Są to zwykle piaski, żwiry, iły, gliny lub warstwy gleby.

Urabianie ręczne stosuje się do nadkładu cienkiego 1-3 m grubości i wykonuje narzędziami prostymi, jak: łopata, rydel, kilof. Wydajność przy ręcznym urabianiu może wynosić zależnie od zwięzłości skał 5-17 m³/robot. dniówkę.

Przy urabianiu większej ilości skały płonnej w nadkładzie mogą być stosowane sposoby urabiania mechanicznego za pomocą czerparek lub materiałów wybuchowych. Czerparki (bagrownice, bagry, ekskawatory) są to maszyny do urabiania skał przy eksploatacji naziemnej.

b) Charakterystyka pracy czerparek i ich podział.

Praca czerparek polega na wykonaniu szeregu czynności, jak oderwanie skały od calizny, podniesienie jej na pewną wysokość, przeniesienie na pewną odległość i wyładowanie do wagonu czy zbiornika. Elementem urabiającym w czerparce jest czerpak (rys. 23). Czerparki mogą mieć jeden lub więcej czerpaków stąd podział ich na: czerparki jednoczerpakowe i wieloczerpakowe (kubelkowe).

W każdym z wymienionych typów można wyróżnić odmiany według umieszczenia elementu roboczego i położenia urabianego przodku w stosunku do poziomu, na którym stoi w czasie pracy czerparka. Podział typów czerparek według prof. W. Lesieckiego jest następujący:

C z e r p a r k i j e d n o c z e r p a k o w e

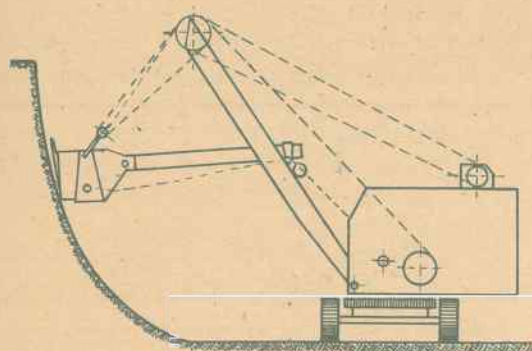
1. łyżkowe, wysięgnikowe czyli tzw. koparki:

- a) nadpoziomowe (rys. 24),
- b) poziomowe (rys. 25),
- c) uniwersalne,

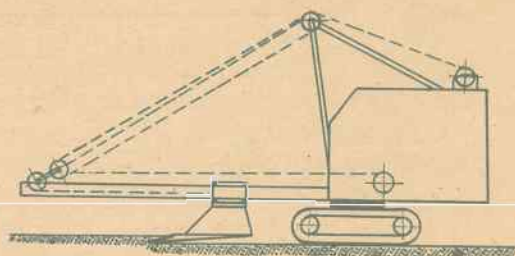
2. zgarniakowe (rys. 26):

- a) wozowe,
- b) wysięgnikowe,
- c) kołowrotowe,
- d) wieżowe,
- e) mostowe,

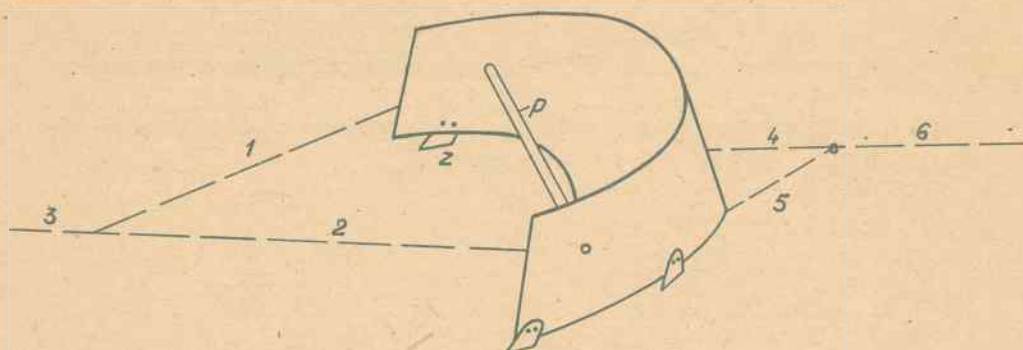
3. chwytakowe:



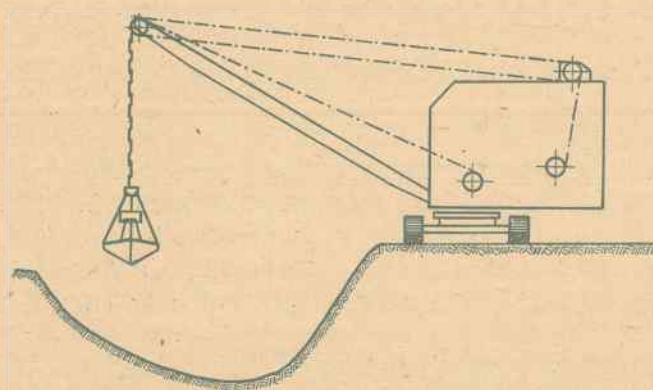
Rys. 24. Czerparka jedno-
czerpakowa nadpoziomowa



Rys. 25. Czerparka jed-
noczerpakowa poziomowa

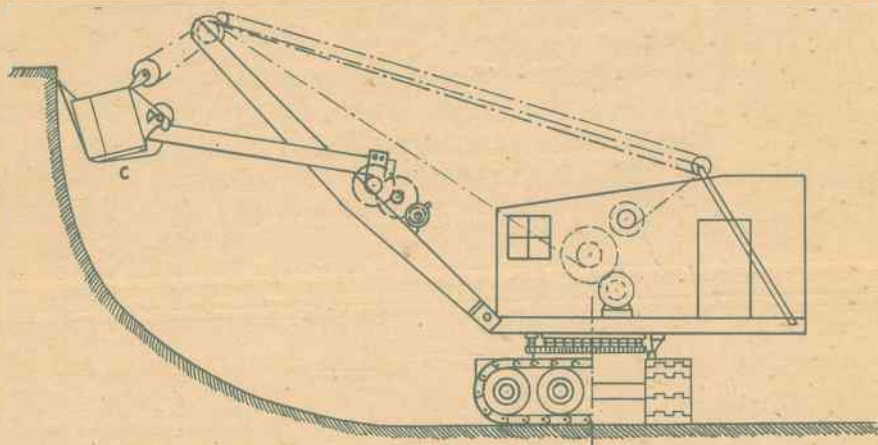


Rys. 26. Zgarniak
z - zęby,
p - poprzeczka usztywniająca,
1-2-4-5 - łańcuchy,
3 - lina przednia,
6 - lina tylna.



Rys. 27. Czerparka chwytakowa - wysięgnikowa

- a) wysięgnikowe (rys. 27),
- b) mostowe.



Rys. 23. Czerparka jednoczerpakowa łyżkowa (koparka)
c - czerpak.

Czerparki wieloczerpakowe - k u b e ł k o w e

1. łańcuchowe:

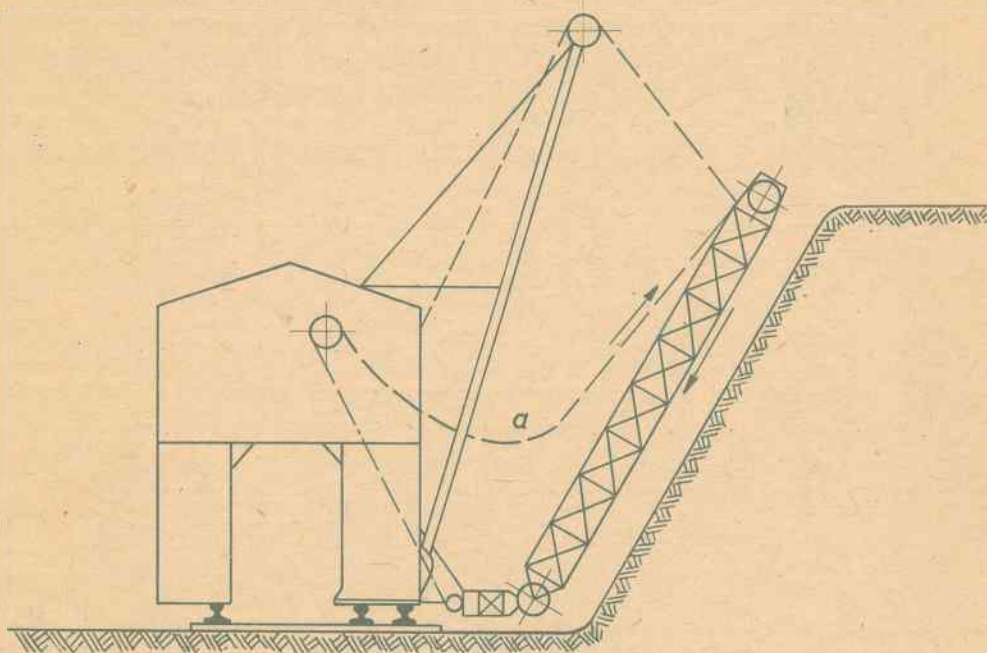
- a) nadpoziomowe - górne (rys. 28),
- b) podpoziomowe - dolne (rys. 29),
- c) dwupoziomowe (rys. 30),
- d) uniwersalne;

2. kołowe (rys. 31);

3. skrobarki (rys. 32).

Z czerparek jednoczerpakowych najczęściej stosowane są do urabiania nadkładu czerparki łyżkowe, wysięgnikowe, tzw. koparki. Pojemność czerpaka koparki wynosi $0,4 - 15 \text{ m}^3$. Najczęściej stosuje się czerpaki o pojemności $1 - 2,5 \text{ m}^3$. Czerpak ma ostrą krawędź lub zęby, którymi wrzyna się w skałę. Jeżeli czerparka stoi na spągu urabianej warstwy, czyli urabiana warstwa zalega powyżej poziomu ustawienia koparki, wówczas czerparka jest nadpoziomowa. Czerpak posuwa się przy urabianiu warstwy z dołu do góry. Po napełnieniu urabianą skałą skrzyni czerpaka następuje obrót całej maszyny, celem skierowania ładownego czerpaka nad wagon, do którego wysypuje się urobek. W

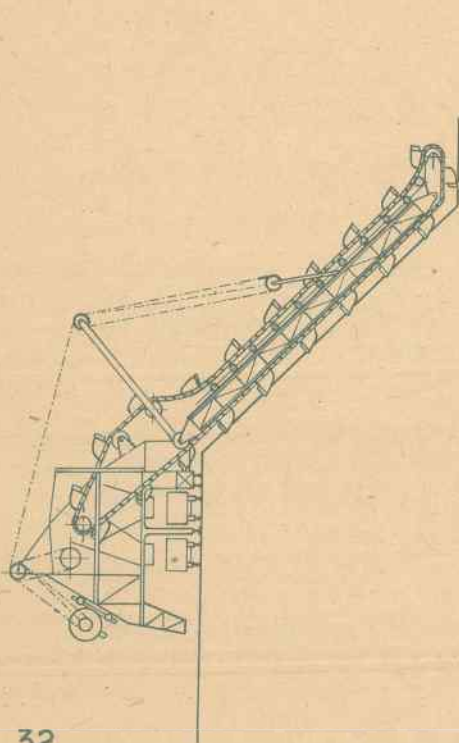
miarę wybrania skały na odległość wysięgnika ze skarpy przodku posuwa się koparka wzdłuż przodku albo po torach szynowych albo za pomocą napędu gąsienicowego. Czas trwania jednego cyklu robót, na który składają się czynności: oderwania skały od calizny, załadowania czerpaka, obrót koparki, wyładowanie urobku i powrót czerpaka do przodku wynosi 15 - 60 sekund. Czerpak wykonuje 1-4 cykli na minutę. Wysokość przodku przy urabianiu koparką może wynosić do 10 m. Wydajność czerparki łyżkowej zależną jest od pojemności czerpaka. Na 1 m³ tej pojemności można przyjmować następujące wydajności koparek:



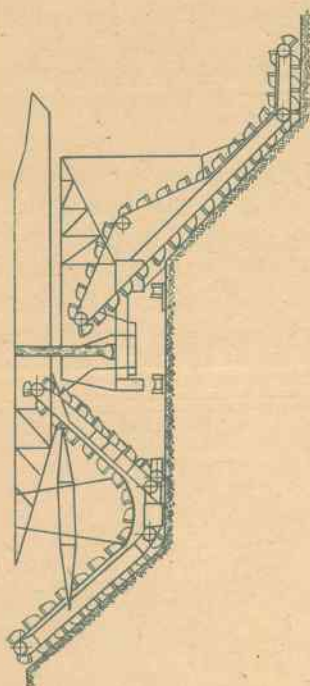
Rys. 28. Czerpaka wieloczerpakowa - łańcuchowa nadpoziomowa (górna)
a - łańcuch bez końca z kubkami próżnymi.

przy urabianiu piasku i żwiru	65 m ³ /godz.
" " gliny	55-45 m ³ /godz.
" ładowaniu odstrzelonego urobku	30-40 m ³ /godz.

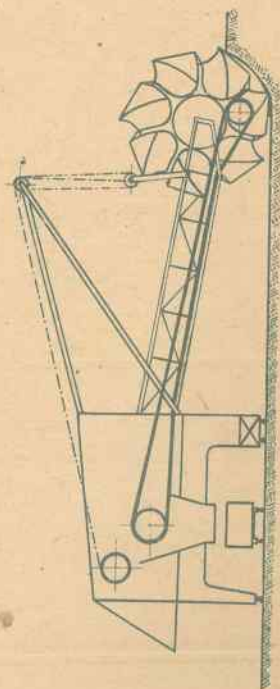
Koparki pracować mogą również przy urabianiu i ładowaniu z poziomu swego umieszczenia (tzw. poziomo



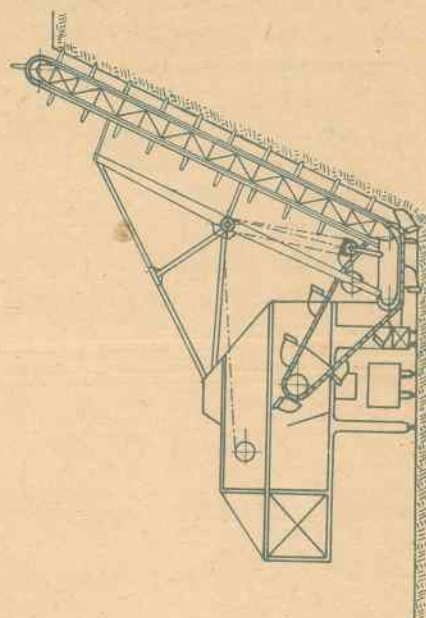
Rys. 29. Czerpaka wieloczerpakowa -
- łańcuchowa podziemna (górną)



Rys. 30. Czerpaka wieloczerpakowa -
łańcuchowa dwupozioma



Rys. 31. Czerpaka wieloczerpakowa -
kołowa - kubelkowa



Rys. 32. Czerpaka wieloczerpakowa -
skrobakowa

mowe) lub być dostosowane do wybierania skały płonnej i warstwy, znajdującej się poniżej ustawienia koparki (tzw. podpoziomowe). Głębokość zbieranej warstwy może dochodzić 10 - 15 m.

Z czerparek jednoczerpakowych stosowane są do nadkładu czerparki zgarniakowe. Elementem urabiającym jest zgarniak. Zasadę działania czerparki zgarniakowej można wyjaśnić w następujący sposób. Narzędzie do urabiania, zwane zgarniakiem (zgarniaczem - rys.26) wykonane jest z blachy półkolisto zgiętej, która zaopatrzona jest w dolnej części w zęby. Zęby te zbierają przy ciągnięciu zgarniaka po urabianej warstwie rozluźnione części skały lub też wrzynają się w skałę i odrywają od calizny części, a następnie transportują urobek do miejsca wyładowania. Zgarniaki wykonują czynności urabiania i transportu urobku na niewielkie odległości. Dla ułatwienia pracy zgarniaków rozluźnia się skały miękkie lub sypkie wcześniej za pomocą pługów ciągniętych koniami lub traktorami.

Pojemność zgarniaków wynosi 0,1 - 0,5 m³, a czasami do 12 m³. Zgarniaki mogą być wysięgnikowe o budowie zbliżonej, choć w szczegółach wysięgnika i czerpaka odmiennie, do koparki. Wysięgnik zbudowany jest w postaci lekkiej ramy z kratownicy o długości dochodzącej do 75 m. Zgarniak połączony jest z wysięgnikiem za pomocą lin. Posuwanie zgarniaka po urabianym gruncie może odbywać się za pomocą kołowrotu, liny przedniej i tylnej lub dwóch kołowrotów. Mogą być również zgarniaki traktorowe w postaci skrzyń o dużej pojemności (10 m³), poruszających się na kołach oponowych. Wydajność tych zgarniarek dochodzi do 100 m³/godz.

Czerparki wieloczerpakowe, tzw. kubełkowe, pracują w odróżnieniu od jednoczerpakowych, w sposób ciągły. Pojemność każdego z kubełków jest mniejsza niż w typach jednoczerpakowych i wynosi 0,1 - 1,2 m³, ze względu jednak na ciągły i stały ruch łańcucha, na którym umieszczone są kubełki, ilość wyładowanych kubełków na minutę jest większa (18 - 32) wskutek tego ogólna wydajność czerparki wypada większa niż koparki. Prędkość łańcucha bez końca, z przymocowanymi do niego kubełkami, wynosi średnio 1 m/sek. Z kubełków wysypuje się urobek do zbiornika w czerparce i przenośnikiem taśmowym ładowany jest do wagonów.

Czerparki wieloczerpakowe mogą być zbudowane jako nadpoziomowe lub podpoziomowe. Nachylenie skarpy urabianej przez czerparkę podpoziomową powinno być większe od 35° , ponieważ przy mniejszym kącie kubełki nie są całkowicie napełnione. Czerparki wieloczerpakowe nadają się bardziej do urabiania skał luźnych, sypkich (piasek, drobny żwir, lekkie gliny), łyżkowe natomiast - do urabiania gruntów zwięzlejszych, bryłowatych. Wydajność czerparek wieloczerpakowych wynosi 30 - 1000 m³/godz. Front urabiania nie powinien być przy stosowaniu czerparek wieloczerpakowych zbyt krótki, ponieważ powoduje to częste przekładanie torów. Długość przodku eksploatacyjnego w kopalni Turów, gdzie pracują czerparki o wielkiej wydajności, dochodzi do 2000 - 2500 m.

Z czerparek wieloczerpakowych stosuje się do urabiania nadkładu typ czerparek kołowo-kubełkowych (rys. 31). Kubełki przymocowane są do dużego koła o średnicy 2 - 8 m. W czasie obrotu tego koła napełniają się kubełki skałą, która następnie wyładowywana jest na przenośnik umieszczony obok koła czerpakowego. Czerparki kołowo-kubełkowe nadają się do urabiania skał również zwięzlejszych, twardych.

W wypadku zalegania w nadkładzie skał zwięzłych i twardych do urabiania ich stosuje się materiały wybuchowe, a do ładowania mogą być używane czerparki, np. łyżkowe.

Z innych sposobów urabiania skały płonnej wymienić należy sposób urabiania hydraulicznego. Silny prąd wody pod ciśnieniem skierowany na warstwę skał luźnych (np. piasek) powoduje oddzielanie się cząstek, które woda unosi następnie w kierunku ich składowania. Usuwanie nadkładu za pomocą wody może być prowadzone w terenie o odpowiednim spadku, oraz posiadającym do dyspozycji odpowiednią ilość wody, jak również przy nadkładzie złożonym ze skał luźnych, sypkich lub miękkich. Przy skałach twardych wody można używać jako środka do transportu urobku, urabianie samo natomiast może być wykonane materiałami wybuchowymi.

c) Transport skał płonnych i zwałowanie ich

Skałę płonną urobioną w nadkładzie transportuje się wozami wywrotkami o pojemności 0,5 - 2 m³, lokomotywami lub ręcznie na zwały. Zwałem nazywa się

miejsce składowania skał płonnych. W celu transportu skały płonnej zakłada się tory kolejki wąskotorowej i utrzymuje odpowiednią ilość wozów i lokomotyw. Ilość skały płonnej, jaką należy odtransportować na zwal przekracza zwykle ilość kopaliny użytecznej wydobywanej w równym czasie. Zamiast torów wąskich o prześwicie 600 mm i małych lokomotyw coraz częściej stosuje się duże wozy samowyładowcze, o pojemności 5 - 15 m³. Duże wozy wymagają odpowiednio silnych torów i silnych lokomotyw.

Najodpowiedniejszym miejscem do zwałowania skał płonnych jest teren wyeksploatowany, pozłóżowy, ponieważ położony jest stosunkowo blisko miejsca urabiania, jak również dlatego, że wyrównanie terenu wybranego może pozwolić na wykorzystanie go do celów gospodarki rolnej czy budownictwa mieszkaniowego. Jeśli składowanie skały płonnej z uzasadnionych przyczyn nie może być przeprowadzone w miejscach pozłóżowych należy wybrać takie miejsce na zwal, w którym umieszczona masa skalna mogłaby pozostać na stałe. Nieracjonalny jest wybór miejsca w terenie złożonośnym, w którym złożo nie jest wybrane albowiem do podjęcia jego eksploatacji muszą być skały płonne, zwałowane, ponownie przemieszczanie, co powoduje znaczne koszty.

Przy obliczaniu ilości wozów do transportu skały płonnej na zwal masę przewożoną podaje się w m³. Skała rozluzowana spulchniona wymaga większej objętości. Współczynnik spulchnienia wynosi:

Przy łupkach gliniastych	1,5,
" " piaszczystych	1,5 - 2,
" konglomeratach	2,0 - 2,
" piasku	1,1 - 1,2.

Skałę płoną przywiezioną na miejsce składowania, wyładowuje się, i rozmieszcza tak, by można było nieprzerwanie dostarczać skałę i wyładowywać w jak najkrótszym czasie. Prace związane z planowym rozmieszczeniem skały na zwale noszą nazwę zwałowania. Zwały mogą powiększać się wszcz przez zajmowanie coraz to większej powierzchni lub zwiększając swoją wysokość. Stąd wyróżnia się dwa stadia zwałowania - zwałowanie wszcz i zwałowanie wzwyż. Roboty zwałowe mogą być wykonywane ręcznie lub za pomocą maszyn. Zwałowanie ręczne polega na rozrzucaniu

wyładowanej skały i spychaniu jej po zboczach. Tory kolejki podwyższa się w miarę zwiększania się wysokości zwału.

Zwałować maszynami można stosując czerparki, mosty przerzutowe lub specjalne maszyny tzw. zwałowarki.

Czerparki i mosty przerzutowe mają zastosowanie przy zwałowaniu wewnętrznym, postępującym w ślad za posuwającym się frontem eksploatacyjnym w niewielkiej od niego odległości. Mosty przerzutowe składają się z przęsła podpartego zwykle jedną podporą na zwale, a drugą - na nadkładzie. Podpory mogą być przesuwane wzdłuż ściany, ponieważ umieszczone są na podwoziach. Rozpiętość mostów wynosi 100 - 200 i więcej metrów. Most przerzutowy ma przenośniki taśmowe, które przemieszczają skałę płonną urobioną czerpakami za linię frontu eksploatacyjnego.

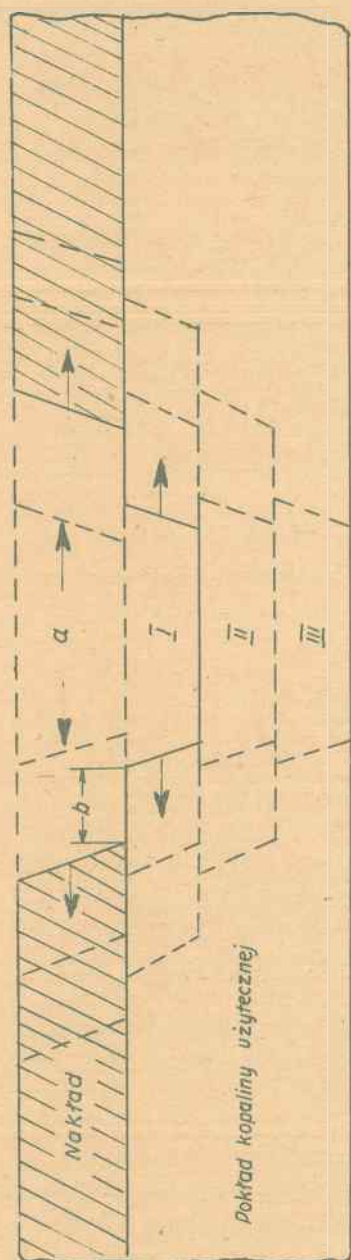
Do rozplanowania służą na zwałach rozgarniarki. Są to przeważnie zwykle lokomotywy ciągnące jeden lub więcej pługów, które wyrównują teren i rozprowadzają urobek równomiernie po całym terenie.

Koszty związane ze zdjęciem nadkładu i przeniesieniem go na inne miejsce stanowią najpoważniejszą pozycję wydatków, z czego wynika, że na organizację tych robót należy zwrócić szczególną uwagę. Jednym ze środków do obniżenia kosztów eksploatacji złoża sposobem naziemnym jest mechanizacja prac i stosowanie sposobów nowoczesnej techniki, przy zdejmowaniu i przemieszczaniu nadkładu.

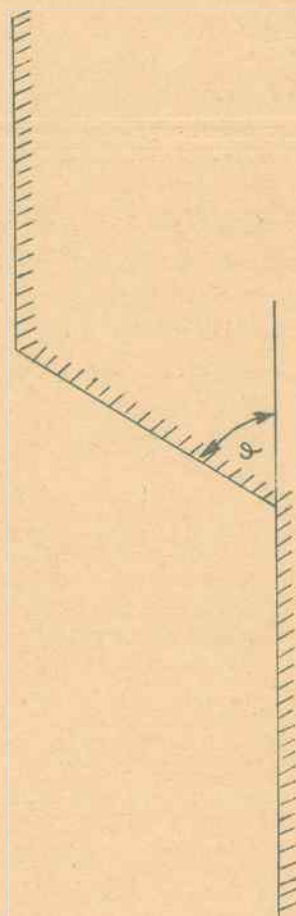
10. Roboty przygotowawcze w złożu

Roboty przygotowawcze mają na celu podzielenie udostępnionej części złoża na poziomy i piętra (rys. 33).

Po przesunięciu się przodków w nadkładzie na odległość, przy której możliwe jest rozpoczęcie robót w samym złożu, przystępuje się do wykonania wykopu przygotowawczego pierwszego piętra, a po wykonaniu i przesunięciu się linii przodku na odpowiednią odległość, do następnych z kolei, coraz to głębszych pięter i poziomów. Odstęp między krawędziami skarp sąsiadujących pięter wynosi przy urabianiu ręcznym 2 m, przy odstawie końmi 3 m, a przy urabianiu maszynowym 6 - 8 m przy czerparkach zaś 35 - 45 m.



Rys. 33. Przygotowanie poziomów I, II, III
a - wcięcie w nadkładzie



Rys. 34. Kąt nachylenia przodku (skarpy)

Nachylenie przodku do, płaszczyzny poziomej (φ) powinno być mniejsze (rys. 34) od naturalnego stoku skał. Przy piasku i żwirze oraz przy glinie i ile miękkim, kąt (φ) daje się w granicach $40^\circ - 60^\circ$ przy mocniejszym ile, kaolinie i węglu brunatnym do 75° .

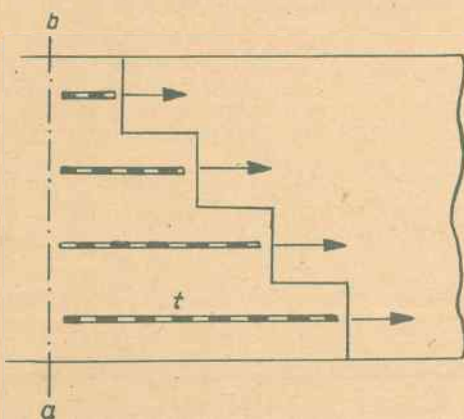
Po rozwinięciu frontu wybierania wszystkich warstw przygotowanie do eksploatacji jest ukończone. Zdejmowanie nadkładu i eksploatacja postępują od tąd równolegle.

Połączenie poszczególnych pięter z powierzchnią może być przeprowadzone wykopsami oddzielnymi lub zbiorczymi. Do transportu urobku mogą być zakładane równie pochyłe, którymi wyciąga się lub opuszcza wozy ładowne i próżne za pomocą tarcz i wałów hamulczych lub kołowrotów elektrycznych bądź powietrznych. Równie pochyłe mogą mieć podwójne tory (na wozy próżne i ładowne - osobne tory), albo tor pojedynczy z mijankami w środkowej części równi.

Nowoczesnym rozwiązaniem w kopalniach o dużej produkcji jest bezpośredni transport lokomotywami do poszczególnych poziomów.

11. Roboty eksploatacyjne

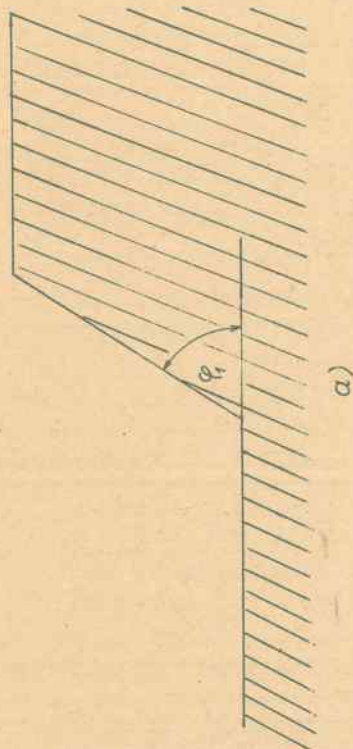
Złoże wybiera się wyrobiskami otwartymi przeważnie długimi przodkami-ścianami, szczególnie przy



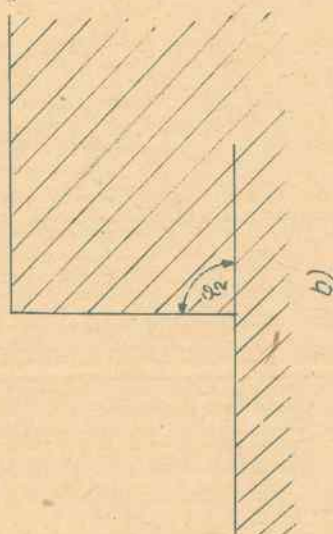
Rys. 36. Przodek eksploatacyjny ustępliwy

urabianiu i ładowaniu zmechanizowanym. Linia przodku może być jednolita (przy przewożeniu odbywającym się równolegle do przodku lub ustępliwa, odcinkowa (rys. 36), przy przewożeniu prostopadłym do linii przodku. Gdy nachylenie płaszczyzn uławiczenia, łupliwości lub szczelinowatości skierowane jest ku przodkowi, kąt nachylenia przodku musi być mniejszy (rys. 35a), natomiast przy kierunku od przodku może być większy (rys. 35b).

Pionowa wysokość przodku zależy od sposobu urabiania i wynosi:

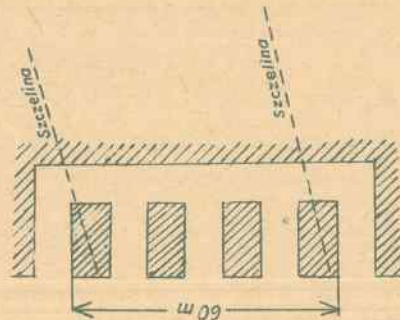
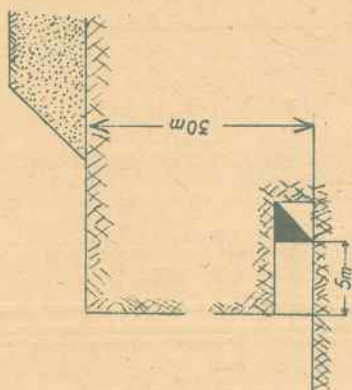


a)



b)

Rys. 35a i b. Kąt nachylenia przodka przy płaszczyznach uławicenia i łupliwości
 a - skierowanych ku przodkowi,
 b - skierowanych od przodka.
 $\varphi_1 < \varphi_2$



Rys. 35c. Strzelanie z podpo-
 rami

przy urabianiu ręcznym2,0 - 2,5 m,
 " " pługami3,0 - 4,0 m,
 " " czerparkami10 m,
 " " materiałami wybuch. 15-20 m
 przeciętnie, a maksymalnie do 60 m.

Jako dogodną wysokość pionową przodku podaje się w literaturze radzieckiej 15 - 20 m.

Przodek eksploatacyjny nie może być przy maszynowym urabianiu krótszy niż 50 - 150 m, ze względu na konieczność częstego przekładania torów czerparek. Długość przodku zależy od warunków naturalnych samego złoża i wyznaczonego obszaru górniczego kopalni. Długości przodków z urabianiem mechanicznym dochodzą do 2000 m i więcej jak to praktykowane jest np. w kopalni Turów. Zasada jest, by tworzyć jak najdłuższy front wybierania. Długość frontu wybierania decyduje między innymi o możliwości produkcyjnej kopalni. W mniejszych kopalniach długości frontu wynoszą 200 - 500 m przy wybieraniu warstw o grubości do 4 m. W wypadkach przodków o większej wysokości długość przodków jest mniejsza i wynosi 20 - 50 - 100 m.

Urabianie w przodku. Sposób urabiania skał w przodku może być ręczny, mechaniczny, hydrauliczny lub materiałami wybuchowymi.

Do ręcznego urabiania służą narzędzia proste jak np. łopata (do skał luźnych i sypkich), rydel i oskard (do skał miękkich), kilof, łom (do skał kruchych), kliny, młoty (do skał zwiezłych).

Mechanicznie urabiać można łopatami mechanicznymi, młotkami mechanicznymi, zgarniarkami, czerparkami.

W skałach zwiezłych i twardych stosuje się przede wszystkim urabianie materiałami wybuchowymi. Skały luźne i sypkie można również urabiać hydraulicznie.

Hydrauliczne urabianie polega na zastosowaniu silnego prądu wody, pod ciśnieniem 10 - 20 at., z tzw. monitorów. Prąd wody wyrzucony z monitora na skarpe urabianej warstwy skały podmywa ją, powodując obsuwanie się rozluźnionych jej części, które następnie unosi woda do miejsca przeznaczenia. Przykładem hydraulicznego urabiania jest tworzenie mieszaniny podsadzkowej w zbiornikach piaskowych na kopalniach węgla kamiennego. Urabianie za pomocą prądu

wody wymaga dużej rezerwy wody. Na rozmycie 1 m³ gruntu składającego się:

z piasku potrzeba 3 - 5 m³ wody,

" gliny " 7 - 10 m³ "

" gleby " 3 - 6 m³ "

Na rozmycie i transport urobku łączne zapotrzebowanie wody wynosi:

w piasku4 - 10 m³,

" glinie6 - 15 m³,

" glebie7 - 10 m³.

Do sposobów urabiania opisanych w rozdziałach części I i II należy jeszcze dodać metody masowego strzelania, stosowane wyłącznie w kopalniach naziemnych. Metoda masowego strzelania polega na stosowaniu otworów z poszerzonym dnem, dalej szerokich otworów o średnicy 70 - 300 mm albo komór, w których umieszcza się większe ilości materiałów wybuchowych. Urabianie za pomocą szerokich otworów nosi nazwę strzelania odwiertami, a za pomocą komór - strzelania komorowego. Opisy i rysunki odnośnie do strzelania otworami poszerzonymi i strzelania komorowego podane zostały w części I, str. 189-190, rys. 212 i 213.

Strzelanie odwiertami (szerokimi otworami). Otwory strzałowe, o średnicy najczęściej 150 - 200 mm, wykonane za pomocą odwiertnic, służą do umieszczenia w nich większej ilości materiału wybuchowego. Długość otworów wynosi 10 - 30 m i jest większą o 10 - 15% od wysokości piętra. Otwory są więc przewiercone poniżej spągu piętra, celem uniknięcia dodatkowego przybierania spągu. Ładunki materiału wybuchowego w otworze szerokim są znacznie większe niż w otworze o małej średnicy i powodują urobienie większej masy urobku i równomierniejsze jego rozdrobnienie. Strzelanie odwiertami nadaje się do kopalń naziemnych, które produkują kruszywo do celów drogowych, do cementowni i wapienników.

Strzelanie komorowe (część I, rys. 213) polega na odstrzeleniu wielkich ładunków materiału wybuchowego, umieszczonego w komorach, specjalnie w tym celu wykonanych. Komory zakłada się w skale urabianej złoże o grubości nie mniejszej od 12 m. Eksplozja materiału wybuchowego w komorach powoduje utworzenie

się w dolnej części ściany dużego włomu, wskutek czego górna część złoża ulega zawalowi i pod własnym ciężarem rozdrobnieniu na większe i mniejsze bryły. Dla porównania ilości urobku, wielkości odstrzelonego ładunku przytoczyć można następujące liczby, z przeprowadzonych w Polsce strzelań komorowych:

1. W kamieniołomie bazaltu przy ładunku równym 6495 kg otrzymano urobku 80 000 t.

2. Przy ładunku 14 650 kg urobiona masa urobku wynosiła 150 000 t.

3. Ładunek materiału wybuchowego w ilości 24 860 kg dał 300 000 t urobionego bazaltu.

Strzelanie komorowe jako sposób masowego urabiania ma szereg zalet, jak np.: większe bezpieczeństwo pracy przez wyeliminowanie indywidualnej pracy strzałowej, zapewnienie ciągłości pracy ładowania i transportu sposobami mechanicznymi, zmniejszenie robót wiertniczych, brak rozrzutu urobku itp.

Przy urabianiu bloków skalnych, potrzebnych do budownictwa lub innych celów, stosuje się tzw. urabianie z podporami (podporowe) (rys. 35c), polegające na podcięciu bloku skalnego w dolnej jego części z pozostawieniem podpór, które w końcu rozkrusza się za pomocą materiału wybuchowego, wskutek czego blok skalny obala się ku przodowi. Urabianie z podporami jest możliwe, jeśli blok skalny jest oddzielony szczeliną od calizny.

Do urabiania bloków skalnych stosowane są również maszyny, jak: wrębiarki udarowe lub łańcuchowe oraz piły linowe i kombajny. Kombajn jest zespołem maszyn, służących do podcinania bloków od dołu, wycinania bruzd pionowych oraz oddzielania od calizny.

Ładowanie urobku należy do robót najbardziej pracochłonnych, stąd też dążność do zastąpienia ręcznego ładowania sposobami mechanicznymi. Wydajność ręcznego ładowania zależy w dużym stopniu od wysokości ładowania. Ułatwieniem pracy ładowania i częściowym jej zmechanizowaniem jest stosowanie tzw. podawarek, przy których nabieranie urobku i podnoszenie na niewielką wysokość odbywa się ręcznie, pracę zaś podniesienia go na wysokość środka tran-

sportowego wykonuje maszyna. Podawarki są to krótkie przenośniki, ustawione na ramie pochyłej i podwoziu. Maszyny, wykonujące wszystkie czynności elementarne ładowania noszą nazwę ładowarek (rys. 35d). Rozróżnia się ładowarki nagarniające i zaczerpujące. Ładowarki nagarniające są podawarkami, z urządzeniem do zagarniania urobku ze spągu wyrobiska w postaci np. gracy, wysuwającej się w przód i cofającej się z zagarniętym urobkiem w kierunku do maszyny. Ładowarki zaczerpujące są to czerparki służące do urabiania i równocześnie do ładowania.

12. Transport urobku

Urobioną w przodku eksploatacyjnym kopalinę użyteczną transportuje się albo do zakładu przerobczego (transport wewnętrzny), albo kieruje się do odbiorcy (transport zewnętrzny). W transporcie wyróżnić można zasadnicze trzy jego rodzaje:

1) odstawę, polegającą na przemieszczeniu urobku z przodku do miejsca załadowania za pomocą przenośników, zgarniarek, zsuwni itp.

2) przewóz, który jest transportem z zastosowaniem wozów, poruszających się po torach szynowych lub po drogach kołowych.

3) ciągnięcie, transport w naczyniach po drodze pionowej.

Przenośniki taśmowe znalazły w górnictwie naziemnym szerokie zastosowanie ze względu na swą dużą wydajność oraz możliwość odstawy nie tylko na drodze poziomej lub pochyłej z kierunkiem przenoszenia urobku z góry na dół, ale również w kierunku z dołu do góry. Przenośniki taśmowe mogą pracować przy nachyleniu do 15° - 18° . Przenośnik taśmowy składa się z urządzenia napędowego, z taśmy bez końca poruszającej się na kółkach górnych i dolnych, z bębna zwrotnego z urządzeniem do naprężania. Do urządzeń odstawowych zalicza się również zgarniarki linowe służące do urabiania i ładowania.

Odstawa urobku z przodku może odbywać się w pewnych warunkach przez samoczynne staczanie się urobku po zboczach lub też w specjalnych zsuwniach. Kąt nachylenia dróg odstawy tego rodzaju powinien wynosić ponad 30° .

Przewóz urobku może być beztorowy - w samochodach

lub torowo-szynowy. Przewóz torowo-szynowy stosowany jest w większości kopalń. Wewnątrz zakładu urządza się kolejki wąskotorowe o prześwicie torów 600, 750, a czasem 900 mm. Od zakładów przerobczych prowadzą już na zewnątrz normalne tory kolejowe o szerokości toru 1435 mm, na których następuje załadunek gotowego produktu do wysyłki kolejowej. Transport wewnętrzzakładowy może być urządzony z trakcją elektryczną za pomocą lokomotyw elektrycznych, jeśli nachylenie dróg nie przekracza 40‰ albo przy większym kącie nachylenia do 25% ciągnem zamkniętym (liną lub łańcuchem bez końca), uruchamianym przez stałe maszyny napędowe. Do ciągną doczepia się wozy w pewnych odstępach i ruch wozów odbywa się po torach, nad którymi przeprowadzone jest ciągnie. Urządzenia z liną lub łańcuchem bez końca określa się nazwą kolejki linowej lub kolejki łańcuchowej. Zamiast ciągną zamkniętego stosuje się również ciągnie otwarte i w tym wypadku wozy doczepia się do końców ciągną. Otwarte ciągnie stosowane są przeważnie przy transporcie pochyłym o kącie nachylenia do 25°. Przy nachyleniach większych można stosować specjalne podwozia-klatki, na których umieszcza się wozy. Wozy do przewozu urobku skalnego mogą być małe tzw. wywrotki o pojemności 0,75 - 1,5 m³, albo duże wozy samowyladowcze, posiadające skrzynie z otwieralnymi ścianami bocznymi lub dnem.

Do transportu wielkich bloków skalnych używa się platform o podwoziach 2-osiowych. W niekorzystnych warunkach terenowych, gdy nie można założyć torów szynowych, buduje się kolejki linowe. Po linie zawieszonych na podporach poruszają się wózki od miejsca załadunku do miejsca wyladunku. Mogą być kolejki z oddzielną liną nośną i ciągnącą lub z jedną liną, która porusza się z wózkami do niej przyczepionymi.

Ruch wozów po torach szynowych, ułożonych poziomo lub z niewielkim nachyleniem może odbywać się przy użyciu siły ludzi, gdy odległość przewozu nie jest wielka (do 1 km). Przewóz końmi może być na dalsze odległości do 2 km i więcej. Przy trasach długich i przy większej masie przewożonego urobku stosuje się przewóz lokomotywami, które mogą być parowe (parowozy), spalinowe (motowozy) lub elektryczne (elektrowozy). Moc parowozów używanych w kamieniołomach waha się w granicach 30 - 90 KM, motowozów 8 - 15 KM, elektrowozów 5 - 100 KW i więcej.

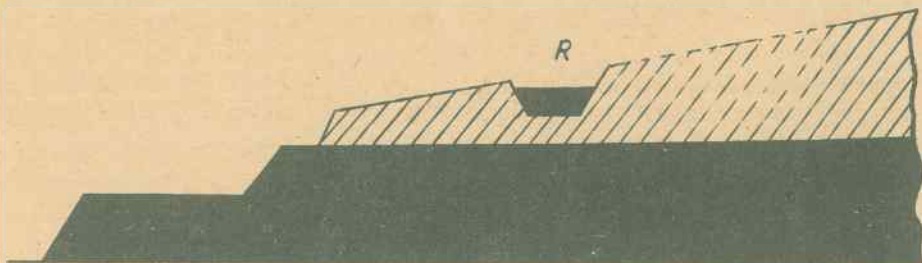
13. Odwadnianie kopalń naziemnych

Wyrobyiska kopalń naziemnych ulegają zawodnieniu wodami pochodzącymi z opadów atmosferycznych oraz wodami z warstw wodonośnych, w których prowadzi się roboty górnicze. Przy eksploatacji odkrywkowej złoża kopaliny użytecznej obnażone zostaje na znacznej przestrzeni, wskutek czego woda przesącza się do wyrobisk kopalni tak ze zdejmowanego nadkładu, jak i z opadów atmosferycznych. Aby umożliwić eksploatację, należy wodę z wyrobisk usuwać bądź przez zakładanie rowów odwadniających, bądź przez instalowanie urządzeń do przetłaczania.

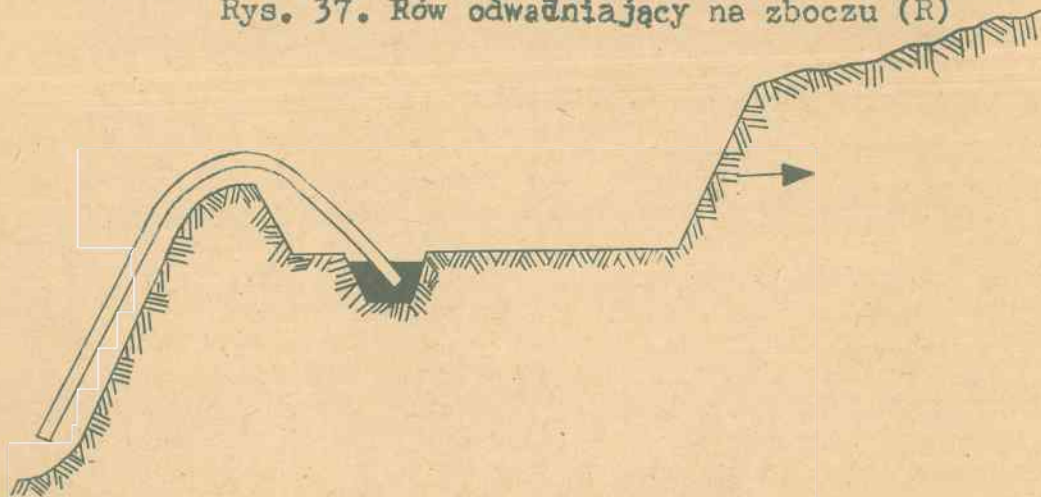
Kopalnie stokowe odwadnia się rowami odwadniającymi, którym nadaje się nachylenie takie, by woda mogła samoczynnie odpływać. Rowy odwadniające mogą mieć również zadanie ograniczenia dopływu wody do wyrobisk. W tym celu przeprowadza się rowy wokół terenu otaczającego wyrobiska, przed linią frontu wybierania tak, by woda spływająca z górnej części zbocza natrafiła na rów przed przedostaniem się do części eksploatowanej terenu (rys. 37). Przy nagromadzeniu się wody w samym wyrobisku można odprowadzić ją również rowem lub - jeśli warunki na to pozwalają - usunąć ją za pomocą tzw. syfonu. Wylot rury syfonowej powinien być umieszczony poniżej poziomu ssania (rys. 38).

W kopalniach naziemnych wgłębiionych prowadzi się na poziomie wydobywczym szereg rowów odwadniających, którymi sprowadza się wodę do najniższej położonego miejsca, gdzie urządza się zbiornik wodny (rys. 39). Pojemność zbiornika wodnego powinna być wystarczająco duża, by mógł pomieścić dopływ wody w czasie gwałtownych opadów atmosferycznych lub w czasie zatrzymania pomp. Ze zbiornika wodnego, który musi być odpowiednio pogłębiiony, usuwa się wodę pompami. Wylot rur odprowadzających wodę na poziom powierzchni należy doprowadzić do takiego rowu odprowadzającego, z którego nie mogłaby przenikać bezpośrednio do wyrobisk odkrywki. Przy mniejszej ilości wody i niewielkiej wysokości tłoczenia można stosować pompy ręczne, natomiast przy znacznie większym dopływie występuje konieczność stosowania pomp tłokowych lub wirnikowych z silnikami parowymi, spalinowymi lub elektrycznymi.

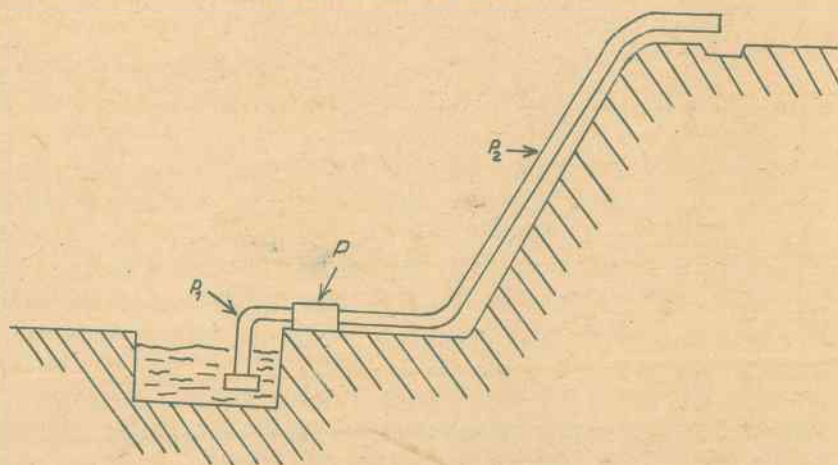
Zasady działania pomp w ogólnych zarysach są



Rys. 37. Rów odwadniający na zboczu (R)

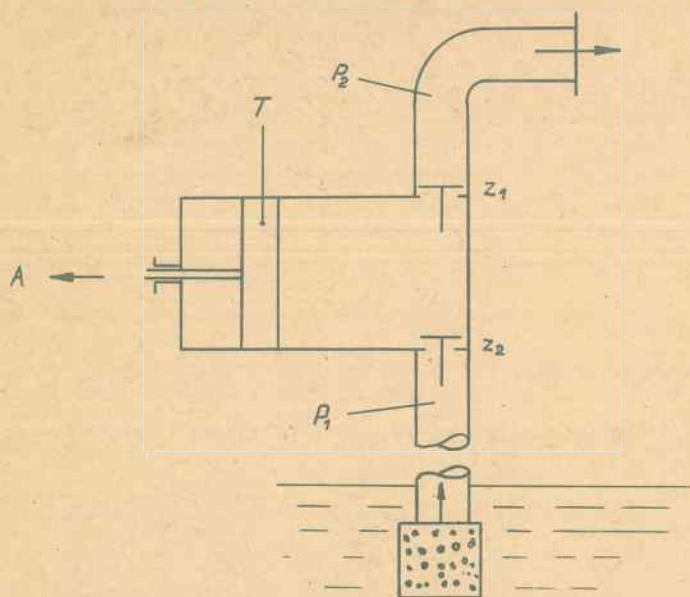


Rys. 38. Syfon



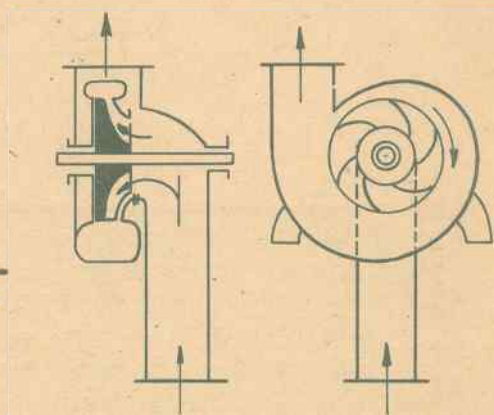
Rys. 39. Zbiornik wody w odkrywce
 p₁ - przewód ssawny,
 p₂ - przewód tłoczny,
 P - pompa.

następujące: P o m p a t ł o k o w a (rys. 40). Przy ruchu tłoka w kierunku (A) następuje zassanie wody i przepływ jej przez otwarty zawór ssawny z przewodu ssawnego do komory cylindra. Przy ruchu tł-



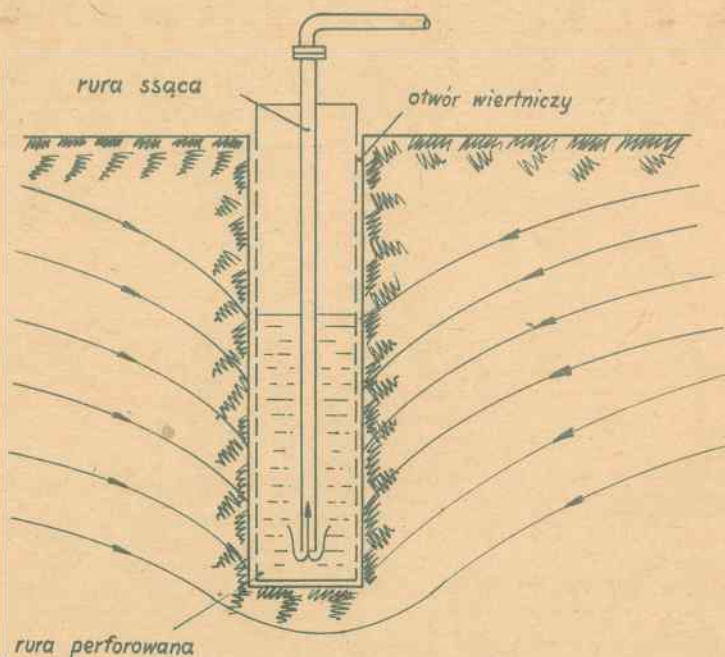
Rys. 40. Działanie pompy tłokowej jednostronnej
 z_2 - zawór ssawny,
 z_1 - zawór tłoczny,
 T - tłok,
 p_1 - przewód ssawny,
 p_2 - przewód tłoczny.

ka wstecz zamyka się zawór ssawny, a otwiera zawór tłoczny i woda tłoczona jest do przewodu tłoczego. Pompa tego rodzaju nazywa się pompą tłokową jednostronnie działającą w odróżnieniu od pompy dwustronnie działającej, w której komory na wodę znajdują się po obu stronach tłoka, także przy każdym jego ruchu następuje równoczesne ssanie do jednej komory, a z drugiej tłoczenie. Pompa wirnikowa (rys. 41), składa się



Rys. 41. Działanie pompy wirnikowej

z koła łopatkowego, czyli tzw. wirnika, z osłony koła łopatkowego, przewodu ssawnego, którym woda dopływa do środka koła łopatkowego, i przewodu tłocznego. W czasie obrotu wirnika woda znajdująca się między łopatkami jest przesuwana siłą odśrodkową ku obwodowi, a następnie do przewodu tłocznego. Osłona koła łopatkowego odpowiednio wygięta sprawia, że prędkość wody maleje, a zwiększa się ciśnienie. W zamianie tej energii ruchu na energię potencjalną bierze udział wmontowane tam koło kierownicze, przez które woda przepływa. Pompy wirnikowe mogą być jedno -



Rys. 42. Otwór osuszający

lub kilku wirnikowe. Ruch cieczy w rurociągu może się również odbywać z wykorzystaniem ciśnienia sprężonego powietrza lub pary. Na wykorzystaniu ciśnienia powietrza sprężonego polega działanie pompy Mamuth często używanej w górnictwie do pompowania wody zawierającej znaczną ilość zawieszin ciał stałych. Doprowadzone do przewodu powietrze sprężone powoduje wypływ wody w kierunku wylotu przewodu.

Celem odgradzenia złoża wybieranego od dopływu wody, czy jego zmniejszenia przeprowadza się wokół

terenu eksploatowanego otwory osuszające (rys. 42), do których wstawia się rury filtry o ściankach perforowanych i o dnie zatkanym korkiem. Woda z otaczających otwór skał dopływa przez otworki w ścianach rury do jej wnętrza i stąd jest ssaana do rury ssawnej, wstawionej do otworu i przetłoczona poza obręb wyrobiska.

Rolę drenującą spełnić mogą również chodniki podziemne przeprowadzone pod warstwą eksploatowaną, połączone otworami z wyrobiskami odkrywki. Przy eksploatacji złóż węgla brunatnych zachodzą wypadki, że przeprowadza się dla osuszenia silnie zawodnionych pokładów węgla brunatnego chodniki drenujące. Osuszenie pokładu ma na celu niedopuszczenie poślizgu (pełzania) górnej części pokładu po mokrym węglu, co ma ważne znaczenie dla bezpiecznego urabiania w przodku.

14. Przykład kopalni naziemnej węgla brunatnego w Turowie

Złóżo kopalni w Turowie składa się z dwóch pokładów węgla brunatnego, tzw. górnego i dolnego. Wybierany jest obecnie pokład górny o grubości około 45 m, zalegający poziomo lub prawie poziomo. Nad pokładem znajdują się warstwy nadkładu o grubości sumarycznej i przeciętnej 19 m. Nadkład złożony jest ze skał gliniastych i piasków. Stosunek grubości nadkładu do grubości pokładu wynosi 0,63.

Zbieranie nadkładu odbywa się trzema warstwami:

- 1) warstwa o grubości 5 m urabiana jest czerparką łyżkową o wydajności $135 \text{ m}^3/\text{godz.}$,
- 2) warstwa o miąższości 7 m urabiana jest czerparką wieloczerpakową o wydajności $580 \text{ m}^3/\text{godz.}$,
- 3) warstwa o miąższości 7 m urabiana jest czerparką z kołem czerpakowym o wydajności $480 \text{ m}^3/\text{godz.}$

Wybieranie pokładu następuje z podziałem na trzy warstwy:

I warstwa o grubości 20 m ma front ścianowy długości 2500 m.

Do wybierania zastosowana jest czerparka z kołem czerpakowym o wydajności $735 \text{ m}^3/\text{godz.}$

II warstwa ma grubość 15 m, a długość frontu 2000 m. Urabia się czerparką wieloczerpakową o wydajności 580 m³/godz.

III warstwa grubości 10 m ma 1700 m ścianę, a do urabiania czerparkę o wydajności 210 m³/godz.

Sumaryczna wydajność zainstalowanych czerparek wynosi 2845 m³/godz. Oprócz maszyn do urabiania nadkładu i złoża są ponadto inne do wyrównywania terenu (pługi), urządzenia odrzutowe na zwale oraz urządzenia do mechanicznego przesuwania torów.

Wydobycie kopalni na dobę wynosi 15 000 t.

Wydajność na 1 robot. - dniówkę wynosiła przy poszczególnych pracach produkcyjnych:

przy zdejmowaniu nadkładu 20 - 30 m³,

" urabianiu węgla 40 - 75 t.

Koszt eksploatacyjny całkowity (100%) składa się:

z kosztu urabiania, który stanowił.....44%,

" zdjęcia nadkładu.....25%,

" amortyzacji.....25%,

" administracji.....6%.

Wydajność pracy w kopalni naziemnej, jaką jest np. kopalnia węgla brunatnego Turów przewyższa wielokrotnie wydajność osiąganą w kopalniach podziemnych węgla kamiennego. Głębokość eksploatacji sposobem odkrywkowym wynosi obecnie około 75 m. Głębokość ta nie jest już wyjątkowa, ponieważ zasięg w głąb kopalń odkrywkowych przekracza 100 m i więcej, a w ZSRR są kopalnie naziemne, których głębokość wynosi 250-300 m.

Na zakończenie rozdziału, dotyczącego eksploatacji naziemnej złóż kopalin stałych dodać należy, że wydobycie kopalin użytecznych z kopalń naziemnych (odkrywkowych) ocenić można w Polsce na 40 milionów ton rocznie.

III. EKSPLOATACJA PODZIEMNA ZŁÓŻ

A. Wyjaśnienia ogólne

1) Charakterystyka eksploatacji podziemnej

Eksploatację podziemną złóż prowadzi się za pomocą sieci wyrobisk podziemnych połączonych z powierzchnią co najmniej dwoma wyrobiskami, zwykle szybami.

Wyrobiska podziemne, w odróżnieniu od naziemnych, mają przekrój poprzeczny otoczony skałami ze wszystkich stron. Skały te wywierają nacisk na strop i boki wyrobiska. Aby utrzymać przekrój wyrobiska i zabezpieczyć przed zaciśnięciem i wypełnieniem skałami otaczającymi, należy je wzmocnić obudową.

Eksploatacja podziemna wymaga dodatkowo urządzeń, maszyn i energii do przewietrzania oraz do obniżania temperatury, która z głębokością wzrasta.

Dla utrzymania dróg komunikacyjnych i wentylacyjnych zachodzi konieczność pozostawiania filarów oporowych, a dla zabezpieczenia ważnych obiektów na powierzchni i na dole filarów ochronnych. Opis i rysunki filarów podano w części I s., str. 101-103, rys. 117-124.

O ile przy eksploatacji naziemnej można wybierać złoża bez strat, to przy podziemnym wybieraniu straty substancji są nieraz konieczne, a przez to mniejsze jest wykorzystanie złoża.

Złoża podziemne wgłębne są często gazonośne, co stwarza dodatkowe trudności przy wybieraniu.

Odwadnianie kopalń podziemnych ma zwykle do pokonania większy dopływ wody. Ciężar wypompowanej wody jest często większy od ciężaru wydobytej w tym samym czasie kopaliny użytecznej. Koszty przypadające na jednostkę wydobywania są na ogół biorąc wyższe przy eksploatacji podziemnej niż naziemnej, albowiem dochodzi koszt utrzymania wyrobisk, koszt przewietrzania, koszt oświetlenia itp.

Warunki w kopalni podziemnej mniej sprzyjają stosowaniu dużych maszyn ze względu na ograniczone wymiary wyrobisk, którym nie można nadawać wymiarów dowolnie wielkich, ponieważ uległyby zawaleniu.

Podsumowując podane wyjaśnienia należy stwierdzić, że eksploatacja podziemna jest kosztowniejszym sposobem wybierania złóż, dla złóż wglębnych jednak - sposobem jedynie możliwym.

2. Obszar górniczy kopalni podziemnej

Prawo górnicze wymaga, by każda kopalnia miała określony obszar górniczy, a więc przestrzeń w której obrębie może eksploatować oznaczoną kopalinę użyteczną. Obszar górniczy określają na powierzchni granice pola kopalnianego, a w głąb ziemi - płaszczyzny pionowe, przeprowadzone przez linie graniczne pola kopalnianego.

Każda kopalnia podziemna powinna mieć przydzielony taki obszar górniczy, którego zasoby kopalin użytecznej zapewniłyby w sposób ciągły jej produkcję przez okres czasu, jaki przetrwać mogą główne wyrobiska (szyby) oraz urządzenia i budynki na powierzchni. Czas istnienia kopalni w prawie górniczym nie został określony. Literatura radziecka podaje czas minimalny jaki powinna istnieć kopalnia, zależny od wysokości wydobycia dziennego np.:

przy wydobyciu dziennym	1000 t	niemniej niż	20 lat
"	"	"	1500 t " 25 "
"	"	"	2000 t " 30 "
"	"	"	3000 t " 40 "
"	"	"	4000 t " 45 "
"	"	"	5000 t " 50 "

(Prof. G o i c h m a n i doc. L i p k o w i c z, Zbiór zadań, dotyczący odbudowy pokładu węgla, 1950r).

Przyjęcie kryterium minimalnego czasu istnienia kopalni w zależności od wydobycia dziennego podyktowane jest względami ekonomicznymi, w szczególności zaś amortyzacją urządzeń kopalni. Przy zbyt krótkim czasie istnienia kopalni amortyzacja obciąża koszt

eksploatacji wysoką kwotą raty amortyzacyjnej podwyższając koszt produkcji.

Przy wyznaczaniu obszaru dla nowoprojektowanej kopalni zwrócić należy uwagę na naturalne granice, jakie mogą w terenie złożonośnym występować, a więc np. duże uskoki, koryta większych rzek itp. i naturalne granice przyjąć jako granice pola kopalnianego.

Wymiary pola kopalnianego po rozciągłości nie mogą być zbyt długie, z uwagi na czas pracy. W kopalniach węglowych długość pola kopalni po rozciągłości nie powinna przekraczać, przy przewozie ludzi do pracy pociągami na dole, 4 km w skrzydle kopalni, czyli razem 8 km, jeśli przyjmie się założenie aby efektywny czas pracy nie uległ zmniejszeniu w stosunku do obecnego.

Im głębiej złoża zalega, tym większe zasoby są potrzebne, celem rozłożenia większych kosztów, spowodowanych większą głębokością, (koszty wyciągania, odwadniania, obudowy i utrzymania chodników) na większą masę urobku.

Jeżeli warunki złoża wskazują na możliwość zastosowania w szerokim zakresie mechanizacji, wymiary obszaru górniczego powinny być większe.

W górnictwie polskim kopalnie węglowe są długowieczne z uwagi na zasobność złoża. Szyby, jak praktyka wykazuje, mogą istnieć nawet 100 lat, a więc można w naszych warunkach okres istnienia kopalni węgla kamiennego przyjmować przy projektowaniu do 100 lat, z tym że w okresach 20-30 lat następowałoby odnowienie maszyn i urządzeń, których okres amortyzacyjny jest równy tej ilości lat.

3. Podział robót górniczych podziemnych

Wykonywanie podziemnych wyrobisk górniczych wraz z pracami pomocniczymi, związanymi z ich wykonaniem, nazywamy robotami górniczymi podziemnymi.

Każde wyrobisko górnicze wykonuje się w określonym celu i dla spełnienia przeznaczonego mu zadania, jak również w określonym według planu robót terminie.

Aby dotrzeć do złoża podziemnego-wgłębnego przeprowadza się z powierzchni ziemi i pod ziemią, prze-

ważnie w skałach płonnych, wyrobiska mające na celu otwarcie dostępu czyli tzw. udostępniające.

Udostępnienie złoża zwykle nie wystarcza do rozpoczęcia eksploatacji złoża. Muszą być jeszcze wykonane w samym złożu wyrobiska przygotowawcze, a następnie eksploatacyjne.

Po przygotowaniu złoża lub jego części następuje wybieranie złoża wyrobiskami eksploatacyjnymi. Ze względu na rodzaj i funkcje tego wyrobiska odnośnie do złoża i jego eksploatacji można podzielić podziemne roboty górnicze na:

a) udostępniające, polegające na wykonaniu wyrobisk łączących złoża lub jego część z powierzchnią ziemi. Roboty te prowadzone są przeważnie w skałach płonnych,

b) przygotowawcze, obejmujące wyrobiska przeprowadzane w samym złożu oraz

c) eksploatacyjne (dawna nazwa: wyrobiska odbudowy), którymi wybiera się kopalinę użyteczną.

Roboty udostępnienia złoża wyjaśniono w I części Górnictwa Ogólnego, wobec czego pozostają do omówienia roboty przygotowawcze i eksploatacyjne.

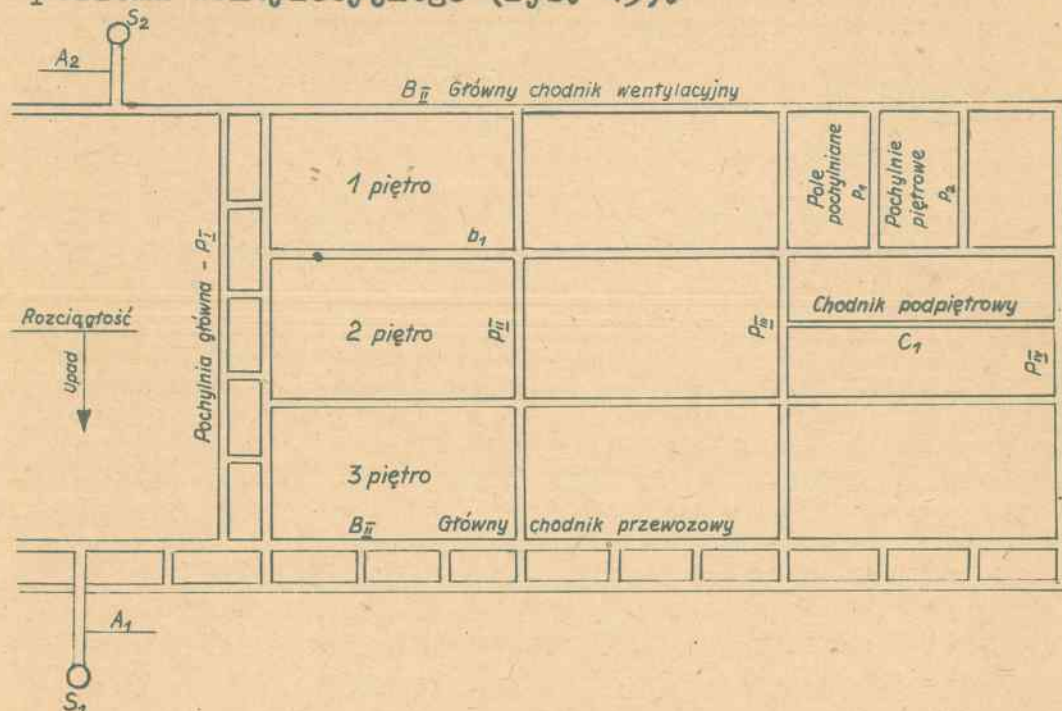
B. Roboty przygotowawcze

1. Cel i podział robót przygotowawczych

Roboty przygotowawcze w kopalni podziemnej obejmują przeprowadzenie w samym złożu wyrobisk niezbędnych dla połączenia wyrobisk eksploatacyjnych z wyrobiskami udostępnienia, w celu zapewnienia dogodnego transportu urobku w kierunku na powierzchnię, a potrzebnych materiałów w kierunku odwrotnym - oraz dla wentylacji, odwadniania i możliwości dojścia załogi do miejsca pracy itp.

Po udostępnieniu złoża podziemnego, co najmniej dwoma wyrobiskami, np. szybami, z których jeden tzw. wydobywczy zakłada się w części najgłębszej złoża, a drugi bliżej wychodni, pierwszą robotą przygotowawczą jest wykonanie chodników łączących miejsca udostępnienia ze sobą, aby uzyskać obieg powietrza przez kopalnię. W tym celu wkonuje się na obu poziomach

chodniki podstawowe oraz tzw. główną pochylnię, łączącą wyrobiska poziomu wydobywczego z wyrobiskami poziomu wentylacyjnego (rys. 43).



Rys. 43. Wyrobiska udostępniające

S_1, S_2 - szyby pionowe,

A_1, A_2 - przecznice główne,

Wyrobiska przygotowawcze

1) - główne I rzędu,

B_I - główny chodnik przewoźowy,

B_{II} - " " wentylacyjny,

$P_I - P_{II}$ główne pochylnie międzypoz.,

b_I, b_{II} chodniki piętrowe,

C_1 chodnik podpiętrowy.

2) - II rzędu

P_1, P_2 pochylnie piętrowe

Chodniki poziome, łączące się bezpośrednio z wyrobiskami udostępnienia (z przecznicami) na poziomie wydobywczym, noszą nazwę chodników głównych przewoźowych lub podstawowych, a na poziomie górnym wentylacyjnym - chodników głównych wentylacyjnych (rys. 43).

Chodniki główne łączy się ze sobą w odstępach 300-500 m pochylniami głównymi, które są drogami

transportowymi i wentylacyjnymi między poziomami. Z pochylni głównej wydobywczej, jeśli długość jej między chodnikami głównymi poziomów jest znaczna, prowadzi się chodniki, dzielące udostępnioną część złoża na piętra, zwane chodnikami piętrowymi. W pewnych wypadkach może zachodzić potrzeba dalszego jeszcze podziału na podpiętra, wskutek tego wykonania również chodników podpiętrowych, czyli rozdzielczych.

Wykonywanie chodników głównych, pochylni głównych, chodników piętrowych i podpiętrowych obejmuje się nazwą głównych robót przygotowawczych lub robót przygotowawczych I rzędu.

Chodniki i pochylnie, należące do grupy głównych robót przygotowawczych, są wyrobiskami, których czas istnienia jest dłuższy i równy w wypadku chodników głównych, czasowi istnienia poziomów. W chodnikach głównych przewozowych koncentruje się transport urobku z danego pokładu, chodniki zaś wentylacyjne główne są głównymi drogami odpływu powietrza. Funkcje, jakie spełniają te chodniki, wymagają odpowiednio wielkich wymiarów przekroju poprzecznego, a długi okres istnienia wymaga obudowy trwalszej.

Celem prowadzenia głównych robót przygotowawczych jest podział udostępnionej części pokładu (poziomu) na mniejsze części, zwane piętrami, oraz pięter - na podpiętra.

Przy niektórych systemach wybierania złoża, np. ścianowych, dalszy podział pięter może nie być konieczny i części złoża objęte nimi mogą być już oddane do eksploatacji.

Niektóre jednak systemy eksploatacji wymagają podziału na mniejsze jeszcze części eksploatacyjne. W tym wypadku piętra, lub podpiętra dzieli się, prowadząc wyrobiska poziome i pochyle na mniejsze partie zwane polami pochylnianymi. Pola pochylniane przygotowuje się do eksploatacji prowadząc w nich wyrobiska poziome lub pochyle, dzielące ograniczoną polem część złoża na pasy, zwane filarami długimi. chodniki dzielące pole pochylniane na filary nazywane są chodnikami filarowymi (dawniej: odbudowy) i należą do robót przygotowawczych rzędu drugiego. Mają one znaczenie, z uwagi na całość udostępnionej części złoża, drugorzędne gdyż przygotowuje się nimi niewielką część złoża oraz czas ich istnienia i

utrzymania jest krótki, albowiem po wybraniu filaru ulegają likwidacji.

Filar eksploatacyjny jest to część pokładu ograniczona dwoma wyrobiskami równoległymi. Filary eksploatacyjne mogą być długie (80 - 150 m), lub krótkie (5 - 30 m). Chodniki dzielące filary długie na krótkie należą do robót trzecio- i czwartorzędnych.

Jeśli chodniki ograniczające filar wzdłuż jego dłuższego wymiaru są chodnikami poziomymi (zgodnymi z kierunkiem rozciągłości), wówczas filary takie nazywamy podłużnymi normalnymi (rys. 44), gdy zaś chodniki przeprowadzone są niezgodnie z kierunkiem rozciągłości podłużnymi - przekątnymi (rys. 45).

Wyrobiska ograniczające filar mogą być pochyłe, tzw. dowierzchnie (filar nosi wówczas nazwę filaru poprzecznego - rys. 46). W wypadku zgodności dowierzchni z kierunkiem nachylenia pokładu filar taki jest poprzecznym - normalnym, przy niezgodności zaś - poprzecznym przekątnym (rys. 47).

Na podstawie znaczenia chodników dla całej udostępnionej części złoża podział robót przygotowawczych może być dokonany na następujące ich grupy:

a) roboty przygotowawcze główne (I rzędu), których chodniki służą do przygotowania poziomu, piętra lub podpiętra,

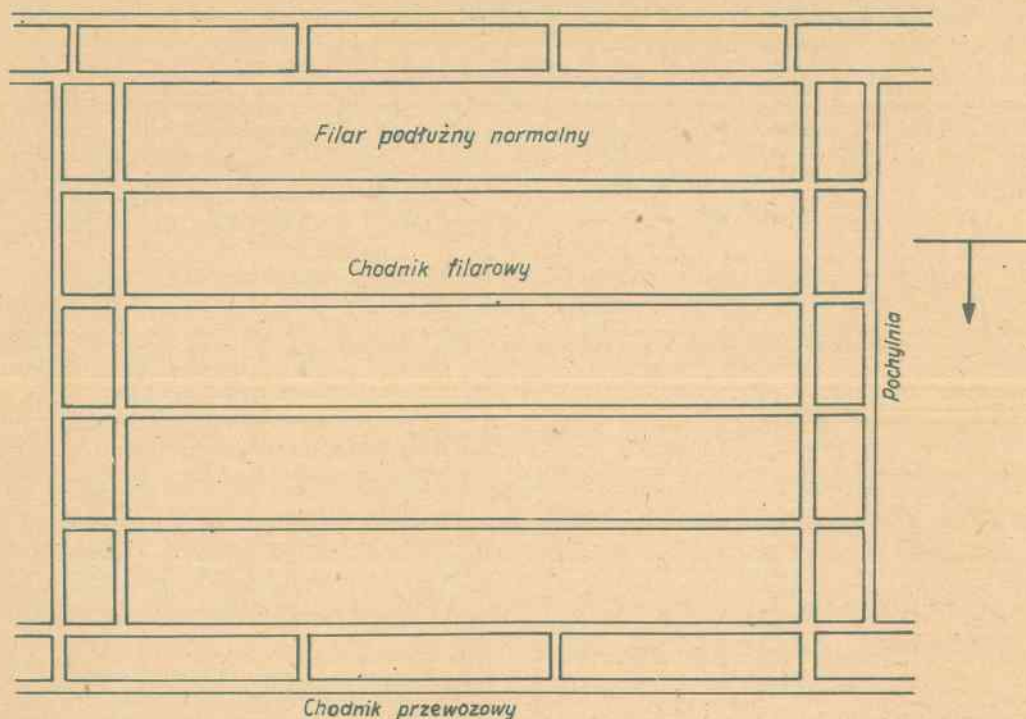
b) roboty przygotowawcze drugorzędne, których chodniki służą do przygotowania pól eksploatacyjnych - pochylnianych przez podział na filary długie,

c) roboty przygotowawcze wyższych rzędów, którymi odbywa się przygotowanie do bezpośredniego wybierania za pomocą filarów krótkich.

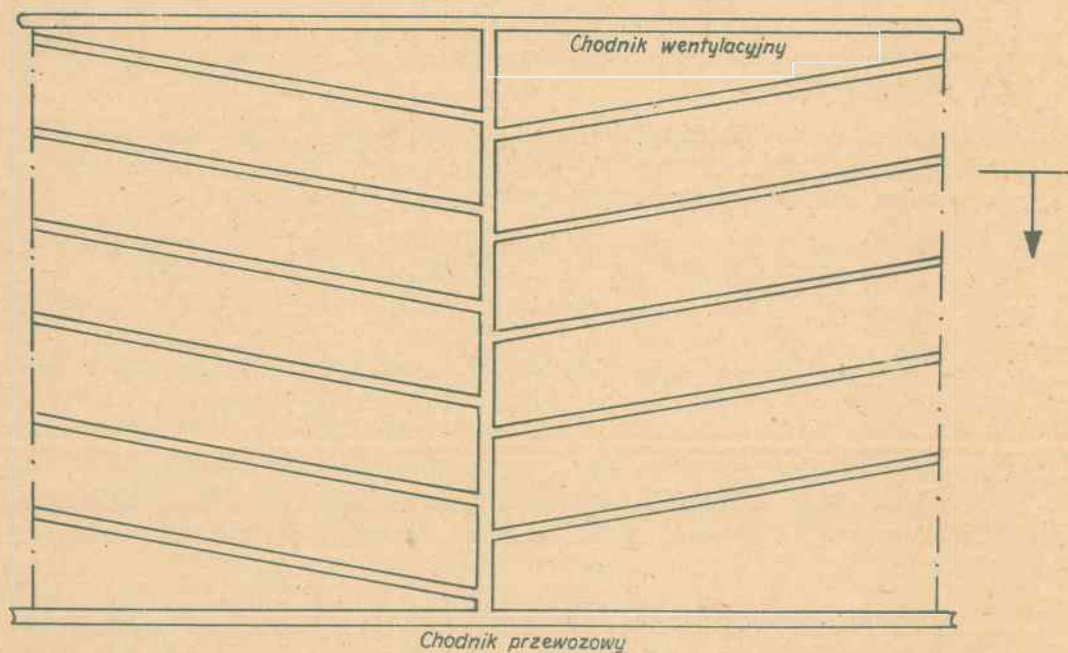
Podczas prowadzenia robót przygotowawczych w postaci chodników w złożu, otrzymuje się pewną ilość kopaliny użytecznej i fakt ten odróżnia roboty przygotowawcze od robót udostępnienia, prowadzonych przeważnie w skałach płonnych, z wyjątkiem udostępnienia szybami pochyłymi lub upadowymi, prowadzonymi w złożu.

Koszty wykonania wyrobisk przygotowawczych, z uwagi na otrzymywany urobek, są niższe niż przy robotach kamiennych.

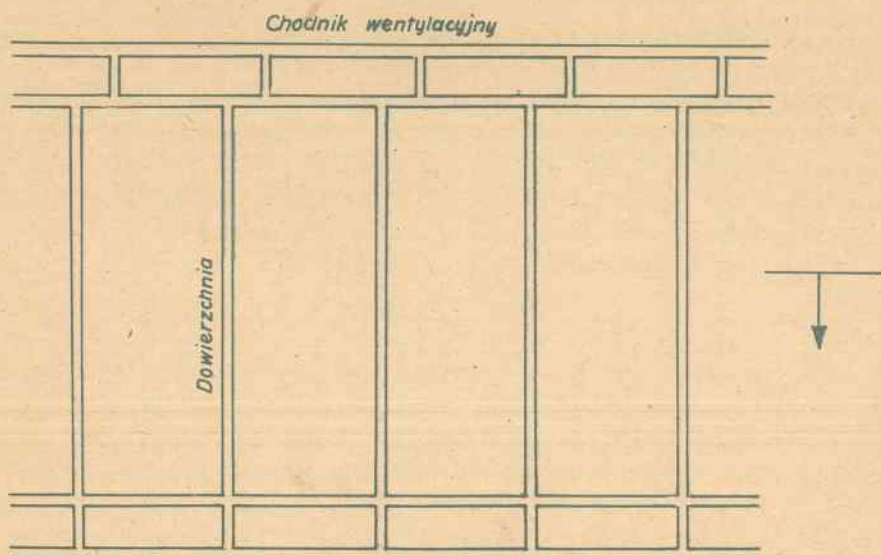
Z uwagi na koszty utrzymania nie wykonuje się



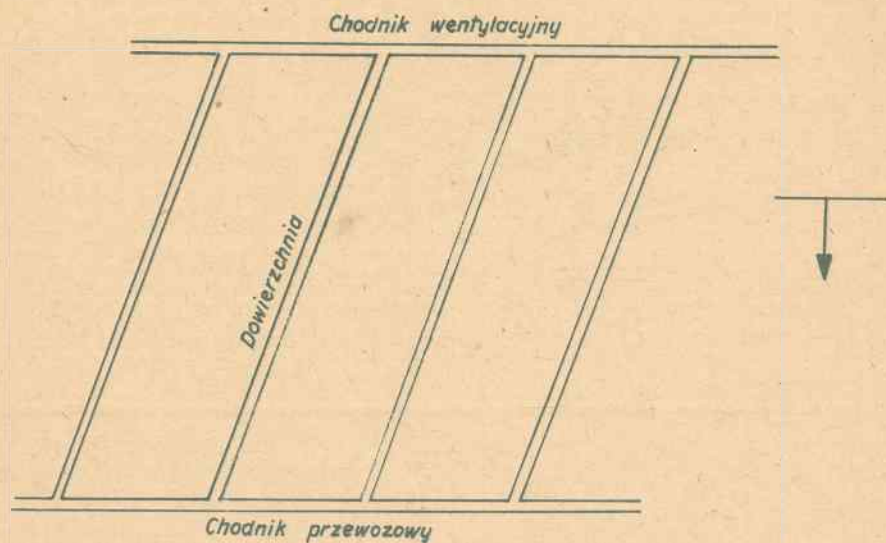
Rys. 44 . Filary podłużne - normalne



Rys. 45. Filary podłużne - przekątne



Rys. 46. Filary poprzeczne - normalne



Rys. 47. Filary poprzeczne - przekątne

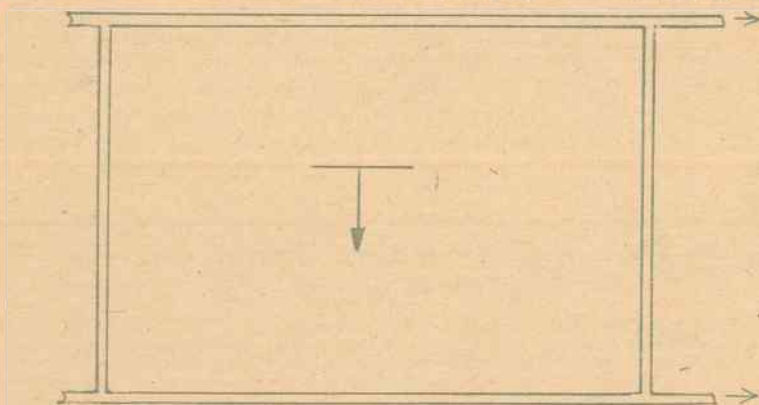
wszystkich wyrobisk przygotowawczych przed przystąpieniem do eksploatacji, lecz tylko taką ilość, jaka jest niezbędna w danym stadium robót eksploatacyjnych dla osiągnięcia planowej produkcji. Roboty przygotowawcze prowadzi się w kopalni stale i wyprzedza ją one roboty wybierania tylko o tyle, by brak ich nie spowodował skrócenia frontu eksploatacyjnego i nie zahamował planowanej produkcji.

W kopalni prawidłowo prowadzonej, w stadium pełnego jej rozwoju robót, ustala się pewien stały stosunek wydobywania robót przygotowawczych do wydobywania z robót eksploatacyjnych. Wydobywanie z przygotowawczy odniesione do całego wydobywania kopalni stanowi pewien procent zależny od systemów wybierania, np. przy systemach ubierkowych 5-10%, a przy systemach zabierkowych: 15-30%. Racjonalne prowadzenie robót przygotowawczych powinno odbywać się z przestrzeganiem zasady, podobnie jak w przeróbce mechanicznej: "Nie kruszyć nic zbytecznego", tak w górnictwie, "Nie prowadzić chodników niepotrzebnych". Do otrzymywania produkcji są wyrobiska eksploatacyjne, w których koszt 1 tony wydobywania jest niższy od kosztu 1 tony z chodników, ponadto każdy zbędny chodnik zwiększa koszt utrzymania wyrobisk, a może być też miejscem pożaru.

2. Sposoby prowadzenia wyrobisk przygotowawczych

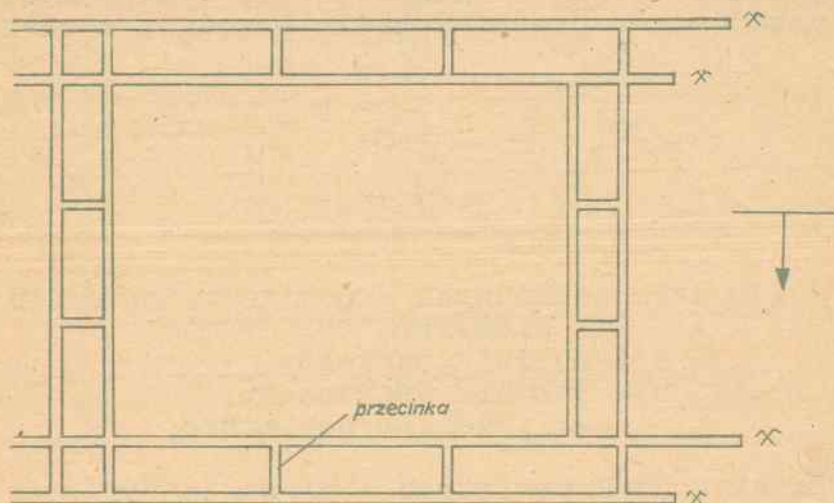
Roboty przygotowawcze mogą być prowadzone systemem wyrobisk pojedynczych lub wyrobisk podwójnych.

Przy regularnym zaleganiu pokładu (bez sfałdowań), przy dobrych warunkach stropu, pozwalających na



Rys. 48. System pojedynczych chodników

utrzymanie chodnika odpowiedniej szerokości i, jeśli długość chodnika nie przekracza paru set metrów – prowadzi się wyrobiska pojedyncze (rys. 48). Zaoszczędza się przy przygotowaniu systemem pojedynczych chodni-



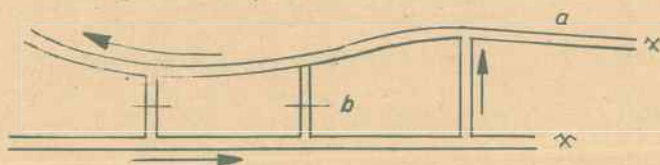
Rys. 49. System podwójnych chodników

ków na ilości robót przygotowawczych i kosztach utrzymania. Wadą chodników pojedynczych jest trudniejsze ich przewietrzanie w czasie prowadzenia oraz dodatkowy koszt założenia urządzenia do przewietrzania (wentylatora, lutni), jak również koszt napędu wentylatora. Przy stropie słabszym występować może jeszcze jako wada systemu chodników pojedynczych większe zagrożenie dla załogi w przodku, w razie zawału chodnika.

System podwójnych wyrobisk (rys. 49) polega na prowadzeniu dwóch równoległych chodników w niewielkiej od siebie odległości, 15–20 m, łączonych w odstępach 30 m tzw. przecinkami. Chodniki podwójne stosuje się przy znacznych ich długościach oraz w wypadku, gdy zaleganie pokładu jest mało zbadane lub występuje sfałdowanie pokładu i zmiany rozciągłości. W tym wypadku jeden z chodników, którego przodek wyprzedza drugi, ma charakter chodnika badawczego (rys. 50). Gdy kierunek rozciągłości często się zmienia, można po zbadaniu złoża przez chodnik wyprzedzający wytyczyć dla chodnika drugiego (przewozowego) kierunki rozciągłości generalnej i przez to zmniejszyć i złagodzić zakręty, co ma duże znaczenie

przy przewożeniu lokomotywami. W chodnikach krętych nie można rozwijać dużej prędkości, a przez to maleje zdolność przepustowa chodnika.

System podwójnych chodników nie wymaga dodatkowych urządzeń do przewietrzania przodków w czasie ich



Rys. 50. System podwójnych chodników z chodnikiem badawczym

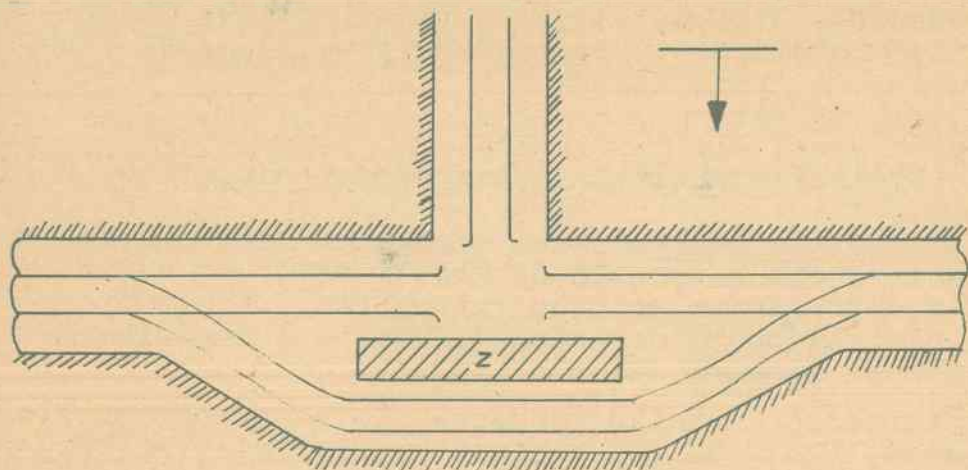
- a)- chodnik badawczy,
- b)- chodnik przewozowy,
- przepływ powietrza

wykonywania, gdyż powietrze dopływa jednym z chodników, a drugim przez ostatnią przecinkę odpływa w kierunku szybu wentylacyjnego.

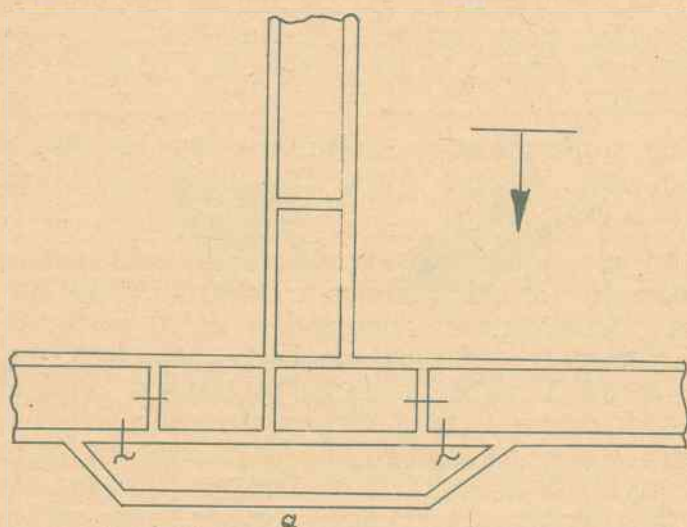
Do zalet podwójnego prowadzenia chodników zaliczyć należy większe bezpieczeństwo na wypadek zawału w jednym z chodników, większą ilość wydobyć z dwu przodków, lepsze wykorzystanie siły roboczej, maszyn do urabiania, możliwość odprowadzenia wody chodnikiem pomocniczym, a wskutek tego możliwość utrzymania chodnika przewozowego w stanie względnie suchym. Oba przodki przy chodnikach podwójnych prowadzi przeważnie jedna obsada, tak że gdy w jednym z nich odbywa się urabianie, to w drugim - ładowanie urobku.

Systemem podwójnych chodników prowadzi się chodniki należące do grupy głównych robót przygotowawczych, natomiast chodniki rzędów wyższych prowadzone są jako pojedyncze (np. chodniki filarowe). Pochylnie, tak główne, jak i polowe, prowadzi się zwykle podwójne gdyż w jednej (przewozowej) odbywa się przewóz, a druga służydo przejścia załogi (objazdowa).

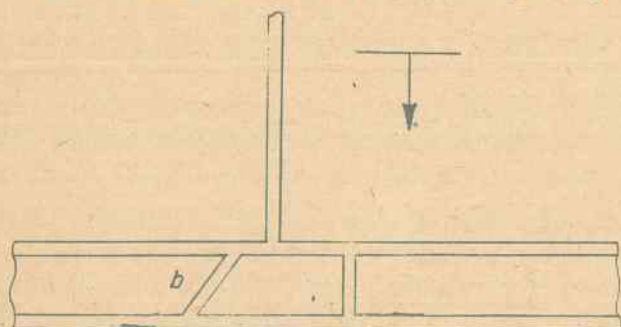
Połączenie pochylni przewozowych z chodnikami przewozowymi może być bezpośrednie i wówczas wymaga w chodniku tzw. zawarcia (rys. 51) dla zabezpieczenia ludzi od wypadków w razie urwania się w pochylni wózka. Zamiast zawarcia może być w chodniku tzw. objazd (rys. 52). Przy pośrednim połączeniu pochylnia przewozowa



Rys. 51. Zawarcie (z) pod pochylnią



Rys. 52. Objazd pod pochylnią (a)



Rys. 53. Dojazd pod pochylnią (b)

doprowadzona jest do chodnika równoległego, ten zaś łączy się z chodnikiem przewozowym tzw. dojazdem (rys. 53).

3. Wymiary wysokości i szerokości chodników

Wysokość chodnika przewozowego do przewozu lokomotywami powinna wynosić od główki szyny co najmniej 2,00 m, przy innym rodzaju transportu i w chodnikach piętrowych co najmniej 1,80 m, a w chodnikach filarów 1,6 m w świetle obudowy.

Szerokość chodnika wyznacza się z szerokości elektrowozu, lub wozu (biorąc pod uwagę wymiar większy) oraz odstepu ich od obudowy, który przyjmuje się 0,25 m z jednej strony, a 0,70 m z drugiej strony chodnika jednotorowego. W chodniku dwutorowym oblicza się wymiar przyjmując, że na każdym torze jest lokomotywa lub wóz i odstęp między nimi powinien wynosić 0,25 m.

Wymiary poprzeczne chodników są znormalizowane i wielkość ich podana w normie PN/G-52201 chodniki w kopalniach węgla.

W każdym chodniku przewozowym powinna być część jego przekroju poprzecznego przeznaczona na przejście ludzi. Szerokość przejścia 0,70 - 0,90 m. Dla chodników wentylacyjnych wymiary przekroju poprzecznego zależą od ilości przepływającego powietrza oraz od prędkości przepływu, która w myśl przepisów górniczych nie może przekraczać w głównych chodnikach wentylacyjnych 8 m/sek, a w innych chodnikach - 6 m/sek. Wysokość przepisowa chodników wentylacyjnych wynosi 1,8 m.

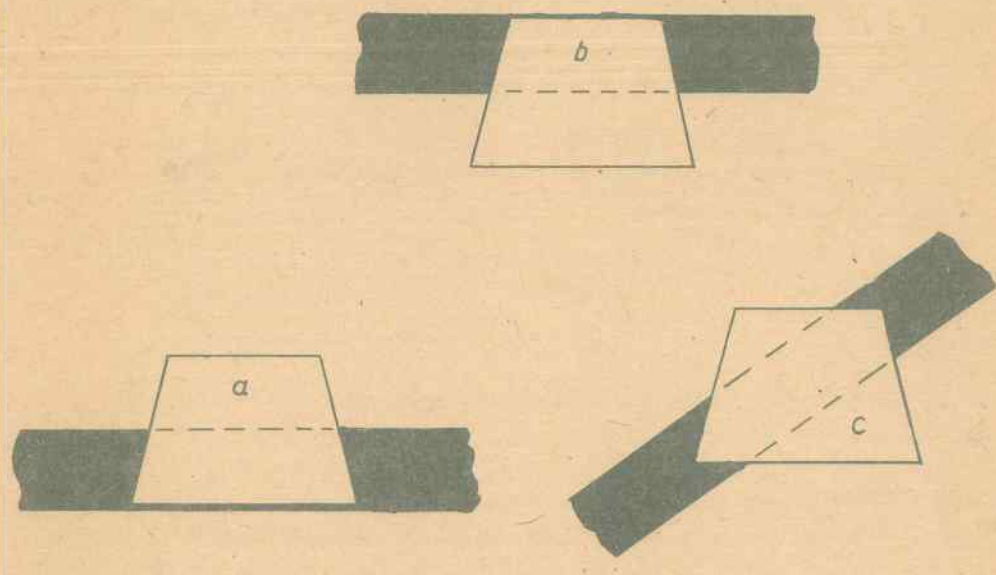
4. Wykonanie chodników z przybierką spągu lub stropu

W pokładach cienkich prowadzi się chodniki częściowo w pokładzie, częściowo w skale płonnej, celem uzyskania odpowiedniej wysokości chodnika.

Chodniki, których część przekroju poprzecznego wykonana jest w złożu, a część w skale płonnej, noszą nazwę chodników węglowo-kamiennych lub chodników z przybierką stropu, lub spągu (rys. 54). Charakter skały, kąt upadu decydują, czy korzystniej wypada przybrać spąg, czy strop.

W pokładach o małym upadzie przybiera się przeważnie spąg, przy średnim można zarówno spąg jak i strop, w stromych zaś - przeważnie spąg.

Kolejność urabiania w przodku mieszanym jest przeważnie taka, że naprzód urabia się skałę miększą, wierząc w niej otwory strzałowe i odstrzeliwując je. Wskutek wybrania warstwy miękkiej (np. węgla pokładu cienkiego) otrzymują warstwy skały twardej dodatkową



Rys. 54. Chodniki z przybierką
a)- stropu,
b)- spągu,
c)- spągu i stropu.

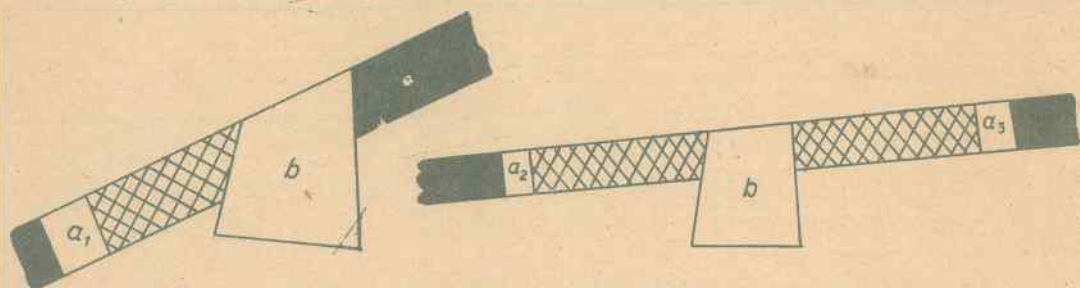
wolną płaszczyznę i działanie materiału wybuchowego jest skuteczniejsze.

W cienkich pokładach węglowych urabia się na-
przód węgiel, a po usunięciu go i załadowaniu urabia
się skałę płonną. W wypadku rudy żelaznej (syderytu
ilastego), występującej w postaci cienkich pokładzików,
wierci się otwory w otaczających płaskury warstwach
ilastych.

Wykonywanie chodników w pokładach cienkich może
odbywać się wąskim przodkiem o szerokości wymaganej
ze względu na funkcję chodnika, dla której jest prze-
bijany, albo szerokim przodkiem. Skałę płonną przy
prowadzeniu szerokim przodkiem umieszcza się powyżej

lub poniżej chodnika albo po obu jego stronach. Przy wąskim przodku skałę wydaje się na powierzchnię lub do innych miejsc w kopalni.

Prowadzenie chodników szerokim przodkiem pozwala na umieszczenie skały płonnej z przybierki na miejscu, a więc jest mniej kosztowne aniżeli wydawanie na powierzchnię. Jeden lub oba boki chodnika wykonuje się wtedy z podsadzki suchej, na którą materiał otrzymuje się z przybierki spągu czy stropu. Chodniki, mające założone pasy podsadzkowe wzdłuż boków, nazywają się chodnikami kieszeniowymi (rys.55).



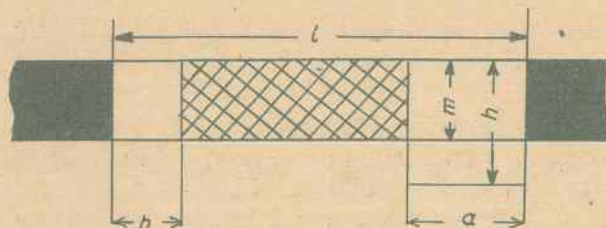
Rys. 55. Chodniki kieszeniowe

a_1, a_2, a_3 – chodniki zapodsadzkowe,

b – chodnik przewoźowy (prowadzony).

Urabianie węgla w chodniku, prowadzonym szerokim przodkiem odbywa się przy użyciu maszyny wrębowej, a odstawa urobku – za pomocą przenośników. Szeroki przodek w węglu wyprzedza o kilkanaście metrów przybierkę skały płonnej. Wzdłuż boków chodnika układa się ręcznie podsadzkę z większych kawałów skały w postaci suchych murów.

W szerokim przodku pozostawia się zwykle chodnik równoległy wypełniając przestrzeń między nim a chodnikiem przewoźowym skałą płonną z przybierki.



Rys. 56. Szerokość przodku kieszeniowego

Szerokość przodku (rys. 56) potrzebnego do pomieszczenia kamienia z przybierki przy pozostawieniu chodnika zapodaszkiowego można obliczyć z wzoru:

$$l = a + b + k \frac{a(h - m)}{m}$$

gdzie

- l - szerokość przodku węglowego,
- a - " chodnika prowadzonego z przybierką,
- b - " " równoległego - zapodaszkiowego (1,5 - 2,0 m),
- m - grubość pokładu,
- k - współczynnik spulchnienia rozluźniania (2,0 - 2,5).
- h - wysokość chodnika z przybierką

5. Organizacja pracy w chodniku przy jego wykonywaniu

Wyrabianie chodnika wymaga szeregu czynności, jak np. urabiania skały w przodku, ładowania urobku, obudowy chodnika oraz czynności pomocniczych związanych z przewietrzaniem wyrobiska, transportem urobku, odwadnianiem, sprawdzaniem kierunku chodnika i jego nachylenia.

Urabianie w przodku chodnikowym prowadzi się za pomocą materiałów wybuchowych z wrębem, lub bez wrębu.

Do wiercenia otworów strzałowych stosuje się w węglu wiertarki elektryczne, a w kamieniu młotki wiertnicze udsrowe powietrzne.

Wręby wykonuje się wrębiarkami łańcuchowymi typu chodnikowego.

Po odstrzeleniu otworów strzelniczych i przewietrzeniu przodku następuje obrywka zwisających skał za pomocą kilofa. Po tej czynności, koniecznej dla zabezpieczenia przed wypadkami na skutek opadania luźnych kawałków skały, ładowacze przystępują do załadowania urobku. Ładowanie urobku może odbywać się ręcznie łopatami lub mechanicznie przy użyciu ładówek zasięrzutnych, ładujących do wózków lub kaczonych dziobów, zbierających urobek na przenośniki zgrzełowe lub taśmowe.

Przez ten czas stawiają górnicy obudowę tzw. tymczasową, drewnianą w postaci odrzwi, złożonych ze stropnicy i dwóch lub trzech stojaków. Obudowę tymczasową w chodnikach głównych zamienia się następnie w pewnym odstępie od przodku na obudowę stałą, stalową, kamienną lub mieszaną murowostalową. Po wykonaniu obudowy następuje wiercenie, nabijanie, strzelanie, przewietrzanie, obrywanie, ładowanie urobku, obudowa, a więc nowy cykl do dalszego posunięcia przodku chodnikowego naprzód. Wstyskie prace przy wykonywaniu chodnika mają charakter cykliczny tzn. powtarzają się w tej samej kolejności po każdym przesunięciu się przodku chodnika.

Na podstawie chronometrażu, czyli pomiaru czasów trwania czynności elementarnych, wykonywanych przez poszczególnych członków obsady roboczej chodnika, układa się tzw. harmonogramy wzorcowe, wskazujące kolejność i czas trwania czynności, przy których może zespół roboczy osiągnąć najkorzystniejsze wyniki.

Miarą dobrej organizacji, dobrych maszyn i sprzętu, a przede wszystkim harmonijnej współpracy zespołowej na zasadzie współzawodnictwa, są obecne wyniki postępu chodników np. w ciągu miesiąca.

W okresie przedwojennym miesięczny postęp chodnika w węglu nie przekraczał 50-75 m, a w rzadkich wypadkach 100 m. Obecnie osiągnięto w górnictwie polskim największy dotychczas postęp miesięczny chodnika równy 420 m. wyniki niższe, osiągnięte w 5 innych kopalniach wynosiły 360 m, 320 m, 280 m, 240 m.

Osiągnięte wyniki świadczą o tym, że znajdujemy się w okresie, gdy górnik świadomy przemian ustrojowych i zaopatrzony w lepsze narzędzia i maszyny przyspiesza tempo robót przygotowawczych. Wyniki wymienione, uzyskane w kilku kopalniach, świadczą dalej, że mechanizacja górnictwa postępuje naprzód przyczyniając się do zwiększenia wydajności pracy górnika, dzięki nowej technice, którą tworzą wspólnie tak nauka, jak i praktyka dla dobra gospodarki narodowej.

C. Systemy podziemnego wybierania złóż kopalin stałych

1. Podział systemów

Przy eksploatacji złóż podziemnych wgłębnych stosowane są różne sposoby wybierania z nich kopalin użytecznej, czyli tzw. systemy wybierania.

System wybierania złoża jest to sposób planowego prowadzenia wyrobisk eksploatacyjnych w złożu, określający ich rodzaj, wymiary, kierunek posuwania się przodków, z uwzględnieniem likwidacji przestrzeni wybranej. System wybierania obejmuje również planowy podział złoża w kierunku pionowym i poziomym na części eksploatacyjne oraz układ w nich sieci wyrobisk górniczych, zapewniający racjonalne wykorzystanie złoża w danych warunkach geologicznych, przy zachowaniu bezpieczeństwa ruchu i pracy ludzi oraz maszyn.

Z systemem wybierania łączy się nie tylko rozplanowanie wyrobisk eksploatacyjnych, wybór ich rodzaju i sposób prowadzenia, ale również sposób podziału i przygotowania złoża, sposoby transportu podziemnego, obudowy, przewietrzania, odwadniania oraz likwidacji przestrzeni wybranej.

Podstawowym założeniem przy wyborze systemu wybierania jest bezpieczeństwo pracy, zapewnienie ciągłości ruchu i produkcji kopalni, przy możliwie najwyższej wydajności pracy i najniższych kosztach jednostki produkcji w danych warunkach naturalnych złoża.

System wybierania powinien ponadto zapewnić maksymalne wykorzystanie złoża, tzw. najmniejsze straty użytecznej substancji złoża.

Klasyfikację systemów podziemnej eksploatacji złóż można przeprowadzić na podstawie następujących charakterystycznych cech:

- a) rodzaj wyrobiska eksploatacyjnego,
- b) kierunek wybierania przygotowanych części złoża, w stosunku do kierunków rozciągłości i upadu,
- c) sposób likwidacji przestrzeni wybranej, poziomowej,
- d) sposób podziału złoża.

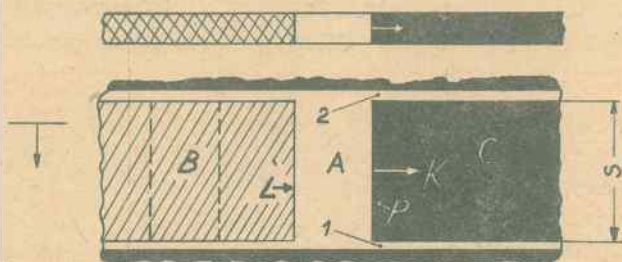
2. Systemy wybierania w zależności od rodzaju

wyrobiska eksploatacyjnego

Wyrobisko górnicze, w którym odbywa się wybieranie kopaliny użytecznej, likwidujące złoże lub jego część, nazywa się wyrobiskiem eksploatacyjnym. W wyrobisku eksploatacyjnym odbywa się wybieranie złoża przez wyczerpanie jego zasobów, przy czym przestrzeń wybrana, pożyłową likwiduje się, albo przez zawalenie skał stropowych, albo przez wypełnienie jej skalą płonną tzw. podsadzaniem.

Wyrobiska eksploatacyjne rozróżniamy następujące:

- a) ubierkowe,
- b) zabierkowe,
- c) komorowe.



Rys. 57. System ubierkowy (podłużny)

- A - wyrobiska ubierkowe - przestrzeń robocza,
- B - przestrzeń zlikwidowana,
- C - calizna węgla,
- L - linia graniczna przestrzeni zlikwidowanej,
- P - przodek ubierki,
- K - kierunek postępu przodka,
- S - szerokość wybieranego pasa równa długości przodka,

1-2 - chodniki (1-przewozowy, 2-wentylacyjny).

a) Dla wyrobiska ubierkowego (rys.57) charakterystyczne jest to, że w ślad za postępem przodka posuwa się likwidacja przestrzeni wybranej, zbędnej dla dalszego urabiania, wskutek czego odstęp między linią frontu urabiania (przodkiem) a linią likwidacyjną utrzymuje się w granicach niewielkich przesunięć (2 - 6 m). Postęp przodka w głąb calizny i posuw za nim linii likwidacyjnej odbywa się w wyrobisku ubierkowym równolegle i w jednakowym rytmie. Część przestrzeni

wybranej, znajdujące się najbliżej przodku, nazywa się przestrzenią roboczą wyrobiska. Szerokość jej, czyli najmniejszy odstęp między przodkiem a linią likwidacyjną, staramy się utrzymać w granicach niezbędnych wymiarów, do pomieszczenia urządzeń transportowych na urobek do przejścia i do pracy ludzi w przodku oraz na postawienie stosów oporowych czy też podszadzkowych, odgradzających przestrzeń zlikwidowaną od przestrzeni roboczej.

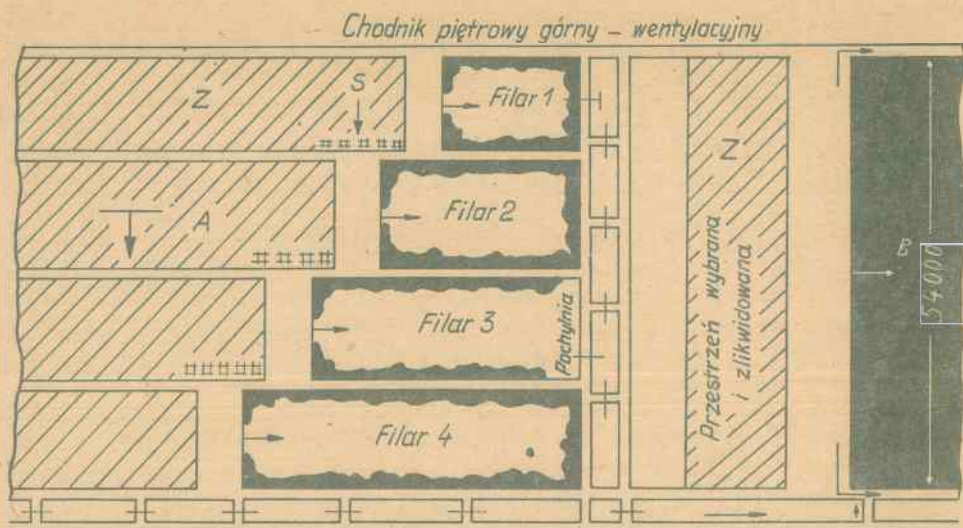
Drugą cechą wyrobiska ubierkowego jest stałe połączenie jego przestrzeni roboczej z chodnikami przewozowym i wentylacyjnym.

Długość przodku wyrobiska ubierkowego jest zwykle większa, czyli wyrobisko ubierkowe posiada dłuższy front urabiania niż wyrobiska innych typów. Przodek ubierkowy obejmuje całą szerokość przygotowanej części pokładu (filaru, piętra, podpiętra).

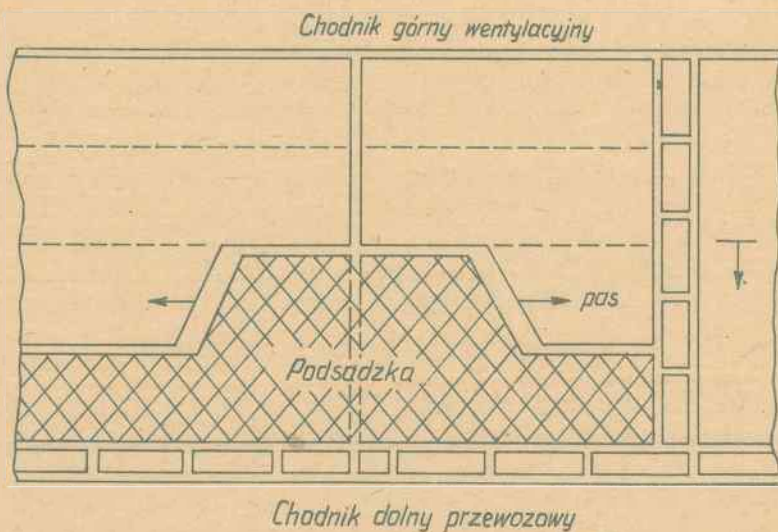
Do charakterystycznych cech wyrobiska ubierkowego zaliczyć należy również frontalny kierunek postępu przodku, zwrócony stale w głąb calizny części wybieranej. Likwidowana część wybranej przestrzeni znajduje się stale za plecami, równolegle w stosunku do frontu wybierania.

Jeśli wyrobisko ubierkowe stosuje się do wybierania filarów, wówczas system wybierania nosi nazwę systemu filarowo-ubierkowego. W tym wypadku długość przodku wynosi 20-40, a nawet 50 m. Przy przodkach o długości od 50 m wznwyż przodek sam jak i wyrobisko ubierkowe nazywa się ścianą. Długość ścian, stosowana w polskim górnictwie węglowym, wynosi w granicach 50-300 m. Przepisy Technicznej Eksploatacji Kopalń Węgla Kamiennego określają jako wymiary minimalne dla długości ściany w pokładach cienkich co najmniej 120 m, w pokładach średniej grubości co najmniej 60 m. Wybieranie planowe złoża za pomocą wyrobisk ubierkowych nosi nazwę ogólnie systemu ubierkowego, a jeśli system ten stosowany jest do wybierania filarów - systemu filarowo-ubierkowego (rys. 58).

System ubierkowy w odniesieniu do partii pokładu przygotowanych tylko chodnikami, należącymi do głównych robót przygotowawczych (I rzędu), a więc bez uprzedniego dalszego podziału i w którym długość przodku wynosi ponad 50 m, nosi nazwę systemu ścianowego (rys. 58).



Rys. 58. System filarowo ubierkowy w części A
System ścienny w części B
s – stopy drewniane i przenośne,
z – przestrzeń zlikwidowana.



Rys. 59. System wybierania pasami

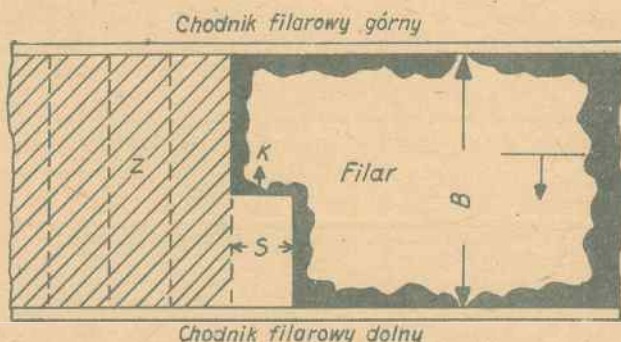
Do grupy systemów ubierkowych zalicza się jeszcze systemy ubierkowe pasami (rys.59). System ubierania pasami polega na wybieraniu nie długim przodkiem lecz krótszym. Skrócenie przodku podyktowane jest możliwością podsadzenia wybranej przestrzeni. Przy długim froncie i urabianiu mogą istnieć warunki, w których nie nadąży się z podsadzaniem wybranej przestrzeni.

Przez wyrobisko ubierkowe, jak już wspomniano, istnieje stałe połączenie między chodnikiem przewozowym a wentylacyjnym, co stwarza dogodne warunki do przewietrzania wyrobiska. Prąd powietrza świeżego płynie z dolnego chodnika do wyrobiska i wzdłuż przodku jego do chodnika wentylacyjnego.

Ilość chodników przy systemach ścianowych jest stosunkowo mała, co korzystnie wpływa na koszty robót przygotowawczych, a także na koszt ogólny jednostki produkcji.

Straty złoża przy wybieraniu systemem ubierkowym są minimalne, gdyż nie wymaga on pozostawienia części nie wybranych. Długie fronty urabiania w systemach ścianowych pozwalają na skoncentrowanie wydobycia kopalni w niewielu miejscach dla osiągnięcia produkcji. Wskutek koncentracji wydobycia urządzenia mogą być wykorzystane w większym stopniu niż przy innych systemach o małym wydobyciu z jednego przodku.

b) Drugim rodzajem wyrobisk eksploatacyjnych są tzw. zabierki (rys. 60).



Rys.60. System filarowo-zabierkowy

- s - szerokość przodku zabierki (5-8 m),
- K - kierunek " "
- B - szerokość filara (10-30 m),
- z - część filara zlikwidowana.

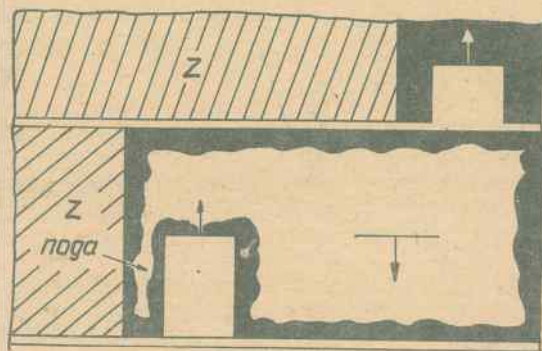
Zabierka jest to wyrobisko eksploatacyjne o właskim przodku - zwykle 5-8 m szerokości, w którym likwidacja przestrzeni wybranej następuje dopiero po wybraniu objętej zabierką części filaru lub pola.

Kierunek posuwania się przodku zabierki nie jest zgodny z dłuższym wymiarem filaru, lecz prostopadły do niego. Wskutek tego przestrzeń zlikwidowana nie znajduje się w zapleczu frontu urabiania, lecz z boku, tak że posuwający się przodek zabierki od dolnego chodnika do górnego ma stale z jednej strony bliskie sąsiedztwo zlikwidowanej przestrzeni i posuwa się również w kierunku zlikwidowanej zabierki filara górnego.

Czynności związane z postępowaniem przodku i likwidowaniem przestrzeni wybranej nie następują tu równolegle jak w ubierce, lecz w ten sposób, że naprzód musi być wybrana zabierka, a po ustaniu wybierania w niej kopaliny użytecznej przystępuje się do likwidacji przestrzeni wybranej.

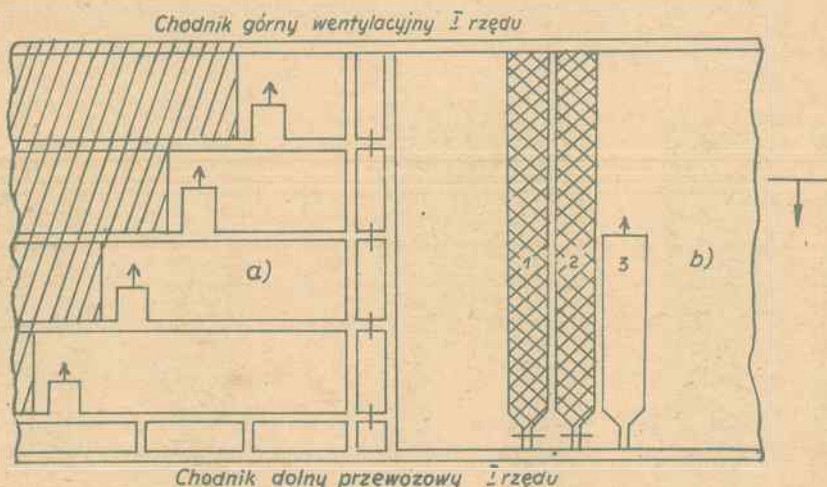
W ubierce kierunek postępu przodku jest stały, a postęp może być ciągły aż do wybrania całej przygotowanej partii pokładu przy ustalonym wydobyćiu, w zabierkowym zaś systemie wahania w wydobyćiu są znaczne bądź w czasie zakończenia zabierki, bądź przy rozpoczynaniu nowej.

Odległość pomiędzy chodnikami filarowymi wynosi 10-30 m. Przy rozpoczynaniu nowej zabierki pozostawia się zwykle od strony sąsiedniej zlikwidowanej zabierki przegrodę, zwaną jeśli jest cienką (0,5 - 1,0 m), plotem, lub gdy jest grubsza (3 - 4 m) - nogą. Nogę wybiera się dopiero po przebiegu zabierki do chodnika górnego tzw. oknem (rys.61).



Rys. 61. Noga - tymczasowe odgródnienie zabierki od zlikwidowanej przestrzeni

Wybieranie części złoża za pomocą wyrobisk zabierkowych nosi nazwę systemu zabierkowego. Jeśli nie rozcina się pola eksploatacyjnego chodnikami filarowymi, wówczas system zabierkowy nosi nazwę długich zabierek, w przeciwnym wypadku system nazywa się filarowo-zabierkowy.



Rys. 62. Systemy zabierkowe
 a) - filarowo-zabierkowy,
 b) - długich zabierek (1, 2 - zabierki
 podsadzone, 3 - zabierka w ruchu)

Systemy zabierkowe (rys.62) można więc podzielić na:

- a) systemy długich zabierek,
- b) " filarowo-zabierkowe.

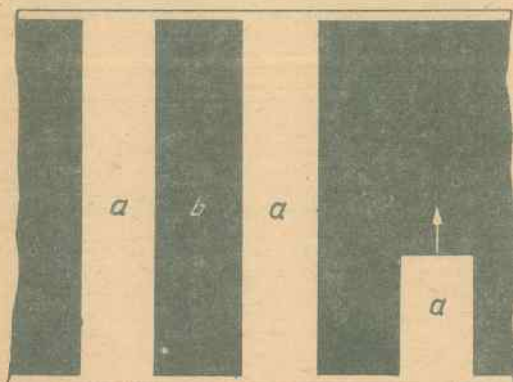
Systemy zabierkowe wymagają większej ilości chodników, przewietrzanie wyrobisk zabierkowych jest gorsze, oraz na skutek małej długości frontu urabiania w zabierce, ilość ich dla uzyskania wydobywania musi być znacznie większa niż przy ubierkach; wskutek tego zachodzi dekoncentracja robót eksploatacyjnych, co pociąga za sobą większe koszty eksploatacyjne i inwestycyjne.

C) Trzecim rodzajem wyrobisk eksploatacyjnych są wyrobiska komorowe. Mają one znaczną wysokość i długość w porównaniu z szerokością.

Wyrobiska komorowe stosuje się przy wybieraniu

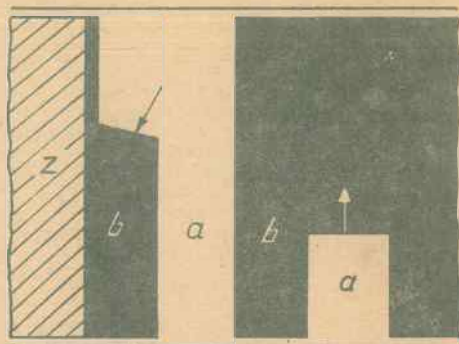
złóż solnych o większej grubości i w warunkach mocnego ich stropu.

Dla zabezpieczenia przed ugięciem się stropu pozostawia się między wyrobiskami komorowymi odpowiednio grube filary oporowe. Szerokość filarów oporowych wynosi prawie tyle, co szerokość komór, wskutek tego wybiera się ze złoża tylko część kopaliny, około 50 %.



Rys. 63. System komorowy właściwy

a - komora,
b - filar oporowy.



Rys. 64. System komorowy-filarowy

a - komora,
b - filar oporowy (czasowy),
z - część zlikwidowana.

Systemy komorowe mogą być podzielone na:

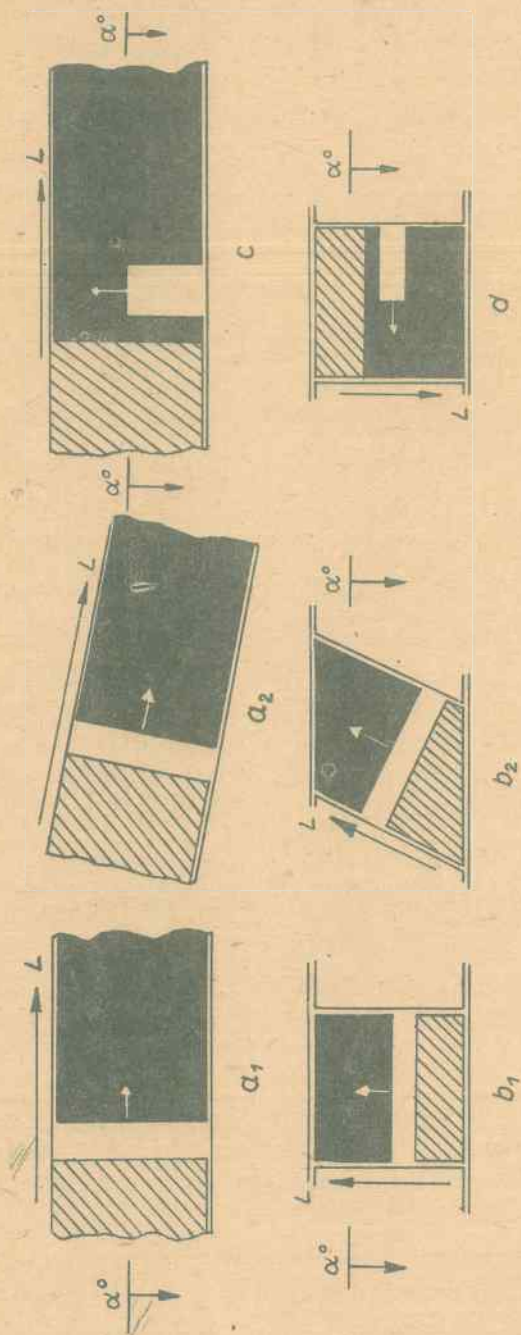
a) komorowe właściwe (rys.63), w których pozostawia się filary oporowe dla utrzymania stropu,

b) komorowo-filarowe, przy których wybiera się filary oporowe między komorami (rys.64).

3. Systemy ze względu na kierunek wybierania przygotowanej części pokładu

Ze względu na kierunek wybierania przygotowanej części pokładu w odniesieniu do kierunków rozciągłości i upadu wszystkie systemy mogą być podzielone (rys.65) na:

a) podłużne, gdy kierunek wybierania części złoża zgodny jest z kierunkiem rozciągłości złoża,



Rys. 65. Systemy wybierania
 a - zabierkowy podłużny a_1 normalny
 a_2 przekątny
 b - zabierkowy poprzeczny b_1 normalny
 b_2 przekątny
 c - zabierkowy podłużny normalny
 d - zabierkowy poprzeczny normalny

b) poprzeczne, jeśli kierunek ten zgodny jest z kierunkiem upadu.

Systemy podłużne i poprzeczne mogą być jeszcze w odmianie normalnej i przekątnej (rys.65). Należy zaznaczyć, że kierunek wybierania przygotowanej części pokładu i kierunek posuwania się przodku wyrobiska eksploatacyjnego nie są pojęciami jednoznacznymi.

Na przykład filary podłużne wybieramy zabierkami. Przodek zabierki posuwa się po wzniesieniu, a więc zgodny jest z kierunkiem nachylenia. Wybieranie zaś filaru małymi odcinkami zabierkowymi odbywa się w kierunku rozciągłości. System wybierania będzie w tym wypadku nosił nazwę: systemu zabierkowego podłużnego (normalnego, gdy chodniki filarowe zgodne są z kierunkiem rozciągłości, lub podłużnego w odmianie przekątnej, gdy chodniki przeprowadzone są z odchyleniem od tego kierunku - przekątne).

4. Systemy wybierania z uwagi na sposób likwidacji przestrzeni wybranej - pozłożowej

Gdy likwidacja przestrzeni pozłożowej następuje przez zawalenie skał stropowych i wypełnienie nimi wybranej przestrzeni system taki nazywa się systemem z zawałem, jeśli zaś przestrzeń wybraną wypełnia się skałami płonnyymi, sprowadzonymi z zewnątrz wyrobiska, wtedy system taki nosi nazwę systemu wybierania z podsadzką. Wypełnienie przestrzeni wybranej skałami płonnyymi ma za zadanie nie dopuścić do zawalenia się stropu, lecz spowodować ugięcie się stropu.

Podsadzka może być tzw. sucha dostarczona na miejsce jej umieszczenia w postaci kawałków skał płonnych, lub płynna, gdy materiał podsadzkowy (piasek) transportowany jest z powierzchni w rurociągach za pomocą wody. Do przesuwania materiału podsadzkowego na niewielkie odległości do miejsca podsadzanego może być użyta również energia powietrza sprężonego. Tego rodzaju podsadzkę nazywamy pneumatyczną.

W pewnych warunkach przestrzeń pozłożowa nie jest ani zawalona, ani podsadzona, lecz pozostaje przez jakiś czas otwarta. Wypadki takie zachodzą przy wybieraniu złóż soli i rud, których wybieranie prowadzi się systemem komorowym. Aby nie dopuścić do ruchu

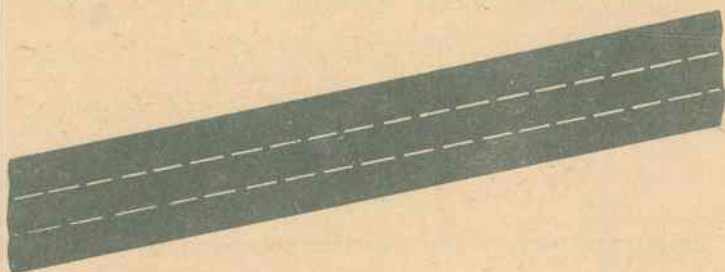
skał stropowych, przynajmniej na okres potrzebny do wybierania złoży, pozostawia się filary oporowe między komorami, które stanowią podpory dla stropu zabezpieczającego go przed ugięciem.

5. Systemy wybierania ze względu na sposób podziału złoży na warstwy

Przy eksploatacji pokładów cienkich i średnich (do 3,5 m) wybieranie pokładu odbywa się na całą jego grubość.

Przy pokładach grubszych zachodzi jednak konieczność podziału pokładu na warstwy. Grubość warstwy odpowiada zwykle grubości pokładu średniego.

Podział na warstwy może być przeprowadzony płasz-



Rys. 66. Podział pokładu na warstwy równoległe do uławicenia

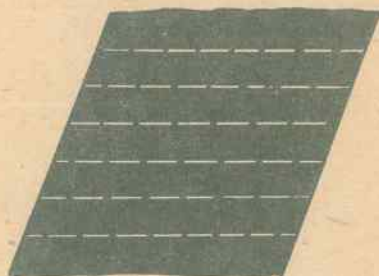
czyznami równoległymi do uławicenia pokładu (rys.66) bądź płaszczyznami w poprzek uławicenia, najczęściej poziomymi (rys.67).

Na podstawie sposobu podziału złoży na warstwy wyróżnia się systemy wybierania:

a) warstwami równoległymi do uławicenia,

b) warstwami poziomymi.

Podział na warstwy równoległe do uławicenia można stosować w pokładach grubych na warstwy poziome natomiast - w pokładach grubych i o większym



Rys. 67. Podział pokładu na warstwy poziome

kacie nachylenie oraz w złożach typu słupów (złoża soli).

Każda z warstw wybiera się jak osobny pokład i wymaga dlatego przeważnie odrębnej przygotówki. Przy wybieraniu warstwami stosuje się podsadzkę płynną, a wybieranie rozpoczyna się od warstwy najniższej, po której wybraniu rozpoczyna się następną, wyższą. W drugiej warstwie i w dalszych w spągu wyrobiska znajduje się piasek, wobec czego obudowa wyrobiska nie ma należytego oparcia. Celem zabezpieczenia stojaków obudowy od wciskania w piasek, pod naporem skał stropowych, daje się pod stojaki podkładki z desek.

6. Zestawienie systemów podziemnej eksploatacji złóż

Systemy podziemnej eksploatacji złóż dzielimy:

A. Ze względu na rodzaj wyrobiska eksploatacyjnego

- 1) ubierkowe - a) filarowo-ubierkowe,
b) ścianowe,
c) ubierkowe pasami.
- 2) zabierkowe - a) długich zabierek,
b) filarowo-zabierkowe.
- 3) komorowe - a) komorowe właściwe,
b) komorowo-filarowe.

B. Ze względu na kierunek wybierania części pokładu

- 1) podłużne - a) normalne,
b) przekątne,
- 2) poprzeczne - a) normalne,
b) przekątne.

C. Ze względu na sposób likwidacji przestrzeni wybranej

- 1) z zawalem,
- 2) z podsadzką suchą,
- 3) " " płynną.

D. Ze względu na sposób podziału złoża na warstwy

1) warstwami równoległymi do uławicenia

2) " poziomymi

Dla pokładów wybieranych na całą grubość określa się system wybierania: np. system ścianowy, podłużny, na zawał. Dla pokładów z wybieraniem kolejno warstw - np. system warstwami równoległymi do uławicenia, w warstwie ścianowy, poprzeczny, z podsadzką płynną.

O zakresie stosowania poszczególnych systemów w polskim górnictwie węglowym świadczyć mogą liczby procentowe wydobywania w r. 1947 uzyskanego przy ich stosowaniu:

<u>Systemy ubierkowe</u>	42 %	całego	wydobywania
<u>Systemy zabierkowe</u>	57 %	"	"
<u>Inne systemy</u>	1 %	"	"
razem 100 %			

Systemy wybierania na zawał:

ścianowe	18 %
filarowo-ubierkowe	2 %
zabierkowe	38 %
r a z e m	58 %

Systemy ścianowe:

na zawał	18 %
z podsadzką suchą	14 %
" " płynną	8 %
r a z e m m	40 %

Z powyższego zestawienia wynika, że systemy zabierkowe stosowane były w szerszym zakresie niż ubierkowe i inne, razem wzięte. Przewagę wykazują również systemy na zawał (58 %) w stosunku do systemów z podsadzką (42 %). W miarę rozwoju urządzeń podsadzkowych oraz połączenia kopalń z magistralą piaskową Pustyni Błędowskiej rokrocznie zwiększa się wydobywanie z wybierania na podsadzkę płynną. I tak na przestrzeni lat 1946 - 1953 procentowy udział wydobywania z systemów z podsadzką płynną wzrósł z 20 % na 25 %.

1. Czynniki wywierające wpływ na wybór systemu

System wybierania złoza powinien zapewniać bezpieczeństwo pracy, najwyższą wydajność pracy ludzi i maszyn oraz najniższe koszty wydobywania, przy największym jednocześnie stopniu wykorzystania złoza.

System wybierania zależy w pierwszym rzędzie od naturalnych warunków samego złoza i jego zalegania. Spośród wielu czynników mających wpływ na wybór systemu, główne są:

- a) grubość pokładu;
- b) rodzaj skał stropowych,
- c) kąt nachylenia pokładu.

Z innych czynników należy wymienić niektóre, jak:

- a) występowanie gazów w złożu,
- b) rodzaj i stopień zmechanizowania robót,
- c) skłonność do samozapalania się,
- d) skłonność do tępań,
- e) występowanie zaburzeń tektonicznych,
- f) występowanie warstw wodonośnych.

a) Grubość pokładu

Od grubości pokładu zależy wysokość wyrobiska eksploatacyjnego. Najmniejsza wysokość wyrobisk eksploatacyjnych wynosi 0,40 m, a przy bardzo korzystnych warunkach stropu, gdy obudowa może składać się tylko ze stojaków, grubość pokładu może być nawet 0,30 m.

Zbyt małe wysokości wyrobisk, przy których górnik musi pracować w pozycji leżącej, jak i zbyt wielkie, przy których górnik pracuje z drabiny, nie są korzystne. Dogodna wysokość do pracy w wyrobiskach eksploatacyjnych wynosi około 2 m, przy której może górnik pracować w pozycji stojącej, a obudowę wykonać bez pomocy drabiny.

Przepisy Technicznej Eksploatacji Kopalń Węgla Kamiennego (PTEKWK), wydane przez Ministerstwo Górnictwa, rozróżniają ze względu na grubość 3 kategorie pokładów:

- | | |
|-----------------------------------|--------------|
| I - pokłady cienkie o grubości do | 1,5 m, |
| II - " średnie " | 1,5 - 3,5 m, |
| III - " grube " powyżej | 3,5 m. |

Pokłady cienkie i średnie można wybierać na całą grubość pokładu, z pokładów grubych tylko te, których grubość nie przekracza 6-7 m. Poza tą granicą pokłady wybiera się z podziałem na warstwy, przy czym grubość warstwy nie przekracza w normalnych warunkach 3,5 m, a raczej jest mniejsza.

Za nadające się do eksploatacji pokłady węgla kamiennego przyjęte są o grubości od 0,8 m wwyż dla węgla płomiennego i od 0,4 m dla węgla koksującego. W górnictwie węglowym polskim grubość eksploatowanych pokładów leży w granicach od 0,4 m do 22 m. Średnia grubość wybieranych pokładów wynosi w Zagłębiu Górnośląskim 3 m, a w Dolno-śląskim 1,4 m.

Do wybierania cienkich pokładów nadają się systemy ścianowe z zawalem. Zastosowanie tych samych systemów do pokładów średnich jest korzystne przy grubości do 2,5 m.

Jeśli nie można prowadzić ścian z zawalem stropu w przestrzeni wybranej, wówczas stosować można pod-sadzkę suchą, całkowitą lub częściową. Podosadzka powoduje dotłokowe koszty, dlatego też przy większych grubościach pokładu od 1,5 m daje się podosadzkę częściową, układając pasy podosadzkowe równolegle lub prostopadłe do przodku ścianowego.

W pokładach o grubości 2,5 m do 3,5 m wybieranych systemem ścianowym stosowana jest podosadzka płynna.

Pokłady grube od 3,5 m wwyż do 6 m mogą być wybierane na całą grubość pokładu systemem zabierkowym z zawalem lub z podosadzką płynną, przy grubości większej od 6 m z podziałem na warstwy, a w warstwach - systemami ubierkowymi lub zabierkowymi z podosadzką płynną. Podkreślić należy, że dominującym dawniej systemem w górnictwie polskim przy wybieraniu grubych pokładów węgla był system filarowo-zabierkowy z nogą tzw. śląski.

Obecnie jeszcze otrzymuje się tym sposobem około 38 % całego wydobycia przemysłu węglowego. System śląski na zawał wypierany jest przez systemy warstwowe z zastosowaniem podosadzki płynnej. Systemy ubier-

kowe, a zwłaszcza ścianowe są systemami pozwalającymi na mechanizację robót, koncentrację wydobycia i czyste wybieranie, przy względnie minimalnych stratach substancji złożowej.

Grubość pokładu wywiera w systemach ubierkowych wpływ na długość przodku ścianowego. Na podstawie dotychczasowej praktyki ustaliły się następujące długości przodku ścianowego dla poszczególnych grubości pokładów.

Dla pokładów do 1,5 m grubości	170 m i więcej
" " 1,5-2,0 m	125 m
" " 2,0-3,0 m	100 m
" " 3,0-4,0 m	60 m

Przepisy Technicznej Eksploatacji kopalń węgla kamiennego podają, że długość ściany powinna wynosić wielokrotność liczby 60, a więc 60 m, 120 m, 180 m itd., ze względu na urządzenia mechaniczne odstawy urobku z przodku ścianowego.

b) Rodzaj skał stropowych i wpływ ich na wybór systemu wybierania

Stropem pokładu kopaliny użytecznej nazywa się skały płonne znajdujące się nad pokładem. Rozróżnia się strop bezpośredni, który tworzą skały zalegające bezpośrednio nad pokładem i zwykle złożone ze skał o mniejszej wytrzymałości, np. łupków, i strop właściwy (zasadniczy) ze skał mocnych zwięzłych, np. z piaskowców. Skały stropowe, towarzyszące pokładom kopaliny użytecznych, można pod względem zachowania się ich przy eksploatacji podzielić na:

1) skały plastyczne lub uginające się (iły), które tworzą strop giętki,

2) skały zwięzłe, mocne (piaskowce), tworzące strop sztywny,

3) skały kruche, słabe (łupki), tworzące strop kruchy.

Przy stropie giętym, a małej grubości pokładu, skały stropowe, po wybraniu pod nimi pokładu, mogą ugiąć się, osiadać na spągu w pewnej od przodku odległości. Strop sztywny nawet przy dużym odsłonięciu go utrzymuje się bez załamania i dopiero po przekroczeniu granicy wytrzymałości jego skał pęka, zawala się czasem aż do przodku.

Przy stropie kruchym małe jego odsłonięcie powoduje łamanie się skał. Ten rodzaj stropu nadaje się do prowadzenia systemu wybierania z zawałem.

Z punktu widzenia panowania nad stropem przyjęta jest następująca klasyfikacja skał stropowych:

Klasa I. - Strop bezpośredni, złożony ze skał kruchych, łatwo ulegających zawałowi grubości większej niż 5-krotna grubość pokładu.

Klasa II. - Strop bezpośredni, złożony ze skał jak w klasie I tylko grubość skał kruchych jest mniejsza, aniżeli pięciokrotna grubość pokładu.

Klasa III. - Strop bezpośredni złożony ze skał sztywnych, trudno ulegających zawałowi, lub też strop zasadniczy nad pokładem, złożony z grubej warstwy skał mocnych i nie uginających się.

Klasa IV. - Skały stropowe mają zdolność uginania się i osiadania na spągu bez załamывania się (skały plastyczne). Systemy ścianowe można stosować zasadniczo przy każdym rodzaju skał stropowych pod warunkiem wyboru odpowiedniego panowania nad stropem.

Przy stropie klasy I nadają się systemy ścianowe z zawałem.

- | | | | |
|---|---|---|---|
| " | " | " | II systemy ścianowe z zawałem częściowym i z podtrzymywaniem stropu zasadniczego pasami podsadzki suchej. |
| " | " | " | III systemy ścianowe z podsadzką płynną. |
| " | " | " | IV systemy ścianowe przy grubości pokładu 0,8 - 1,0 m. |

c) Wpływ kąta nachylenia pokładów do płaszczyzny poziomej na system wybierania

Kąt upadu pokładu jest również czynnikiem wywierającym wpływ na wybór systemu wybierania.

Z uwagi na kąt nachylenia dzieli się według Przepisów Technicznej Eksploatacji Kopalń Węgla Kamiennego pokłady na:

- 1) poziome lub prawie poziome, gdy kąt nachylenia do płaszczyzny poziomej jest mniejszy od 5°,
- 2) słabo nachylone od 5° - 30°,

3) silnie nachylone $30^{\circ} - 45^{\circ}$,

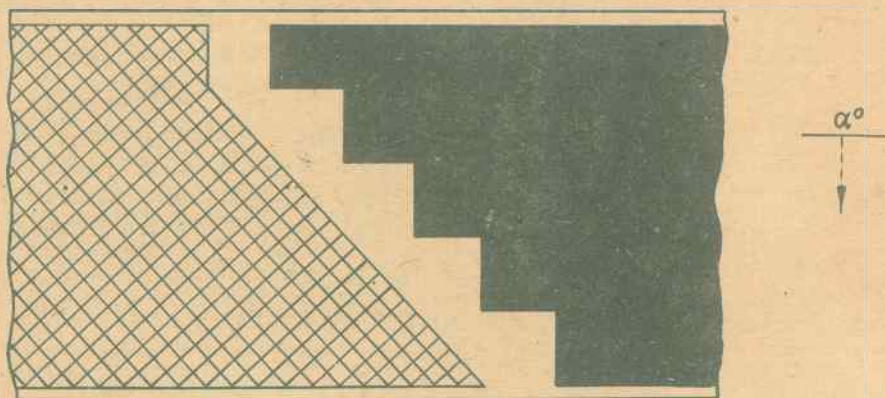
4) strome 45° ,

Przy pokładach poziomych oderwany od calizny kawałek skały spada na spąg wyrobiska i na nim pozostaje. Przy pokładach bardziej nachylonych natomiast może się staczać i spowodować wypadek bezpośrednio lub przez wybite obudowy.

Z tego powodu nie prowadzi się przy upadzie powyżej $25^{\circ} - 30^{\circ}$ przodku w kierunku wzniesienia.

Przy prowadzeniu dłuższego przodku ściany w kierunku rozciągłości i przy większym upadzie, urobek odstrzelony w górnych częściach przodku może zagrażać robotnikom pracującym w dolnych częściach ściany. Ze względu na bezpieczeństwo pracy przodek eksploatacyjny nie może więc być przy większych upadach długi.

Wynika z tego, że przy większych upadach najodpowiedniejsze są systemy zabierkowe, mające wąskie przodki w odmianie poprzecznej.



Rys. 68. Przodek schodowo-stropowy

Jeżeli stosuje się system ścianowy podłużny, wówczas przodek musi być tzw. schodowo-stropowy, podzielony na mniejsze odcinki, jak wskazuje rys. 68.

d) Inne czynniki mające wpływ na wybór systemu wybierania

Występowanie metanu (CH_4) w złożu wymaga jak najmniejszej ilości ślepych przodków, w których mógłby zbierać się gaz. Odpowiednie dla złóż tego typu są

więc systemy ubierkowe, ścianowe. Odnosnie do likwidowania przestrzeni wybranej, szczelne wypełnienie jej podsadzką nie dopuszcza do gromadzenia się gazu w starych zrobach. Ze względu na gazowość złoża prowadzi się wyrobiska pochyłe w kierunku z góry na dół (upadowe), a nie w kierunku wzniesienia, aby nie dopuścić do gromadzenia się gazu w samym przodku.

Rodzaj i stopień zmechanizowania robót. Odstawa urobku urządzeniami mechanicznymi może decydować o długości przodku ścianowego.

Skłonność do samozapalania się wymaga stosowania systemów, pozwalających na szybsze i czyste wybieranie i łatwą likwidację ewentualnego pożaru. W tych warunkach nadają się np. systemy ścianowe z podsadzką płynną.

Skłonność do tapani (tapliwość) wymagać może bądź odpowiedniej kolejności wybierania pokładów czy warstw, bądź ograniczenia robót przygotowawczych co do czasu ich wykonania oraz odpowiedniego usytuowania frontu urabiania.

Występowanie zaburzeń tektonicznych. Jeżeli warstwa pokładu poprzecinana jest uskokami, wówczas stosowanie systemów ścianowych jest utrudnione i należy w tym wypadku wybrać system zabierkowy - długich zabierek.

Występowanie warstw wodonośnych nad eksploatacynym pokładem wymagać może zastosowania systemów z utrzymaniem stropu, aby woda z warstwy wodonośnej nie przedostała się do poziomów głębszych kopalni.

Przy rozpatrywaniu zagadnienia, jaki wybrać system eksploatacji, należy zanalizować możliwość zastosowania, w danych warunkach naturalnych złoża, systemu ubierkowego, a zwłaszcza ścianowego. O ile ubierkowy system nie mógłby spełnić warunków racjonalnego prowadzenia eksploatacji, z punktu widzenia bezpieczeństwa pracy, najwyższej wydajności i najniższych kosztów eksploatacji, należy brać pod uwagę systemy inne ubierkowe, a następnie zabierkowe bądź komorowe.

2. Kierunek wybierania udostępnionej części złoża od lub do granic kopalni

Wybieranie udostępnionej części złoża, objętej poziomem wydobywczym lub piętrami tegoż poziomu można rozpocząć albo od granic pola kopalnianego w kie-

runku do miejsca udostępnienia, albo od miejsca udostępnienia do granic.

Do wybierania całego poziomu lub piętra od granic do miejsca udostępnienia należy wykonać przygotówkę główną danej partii, wobec czego rozpoczęcie produkcji opóźni się o czas potrzebny na wykonanie chodników piętowych do granic. Wybieranie jednak potem w kierunku do szybów sprawia, że chodniki przewozowe są stale utrzymywane w częściach jeszcze nie wybranych, wskutek czego utrzymanie ich jest łatwiejsze. W partii wybranego złoża można chodniki likwidować. Przy kierunku natomiast do granic chodniki trzeba utrzymywać w częściach wybranych, wskutek czego powstają większe koszty, a zaciskanie chodników może być powodem i przeszkodą w normalnej produkcji.

Z doświadczeń radzieckich wynika, że kierunek wybierania do granic stał się czynnikiem hamującym mechanizację robót w Donbasie.

Jeżeli odległość granic od szybu nie jest wielka i wynosi do 1000 m, wówczas prowadzenie eksploatacji do granic może być korzystne, przy większych jednak odległościach należy raczej wybierać kierunek eksploatacji od granic do miejsca udostępnienia.

Dla porównania zestawimy zalety i wady obu kierunków.

Kierunek od granic

zalety	wady
1. utrzymanie chodników tańsze	1. Opóźnienie produkcji o 1/2 roku
2. Możliwość likwidacji chodników lub części zbudowanych.	2. Konieczność prowadzenia chodników na długi okres przed wybieraniem.
3. Łatwiejsze opanowanie poziomu w starych zrobach.	
4. Lepsze zbadanie chodnikami partii złoża i możliwość wykrycia zaburzeń w zaleganiu.	
5. Lepsze przewietrzanie przodków eksploatacyjnych.	

Kierunek do granic

zalety

wady

- | | |
|---|--|
| <ol style="list-style-type: none">1. Wcześniejsze rozpoczęcie wydobywania.2. Chodniki mogą być wykonywane z wyprzedzeniem do 50 m przed przodkiem.3. Możliwość umieszczenia kamienia w częściach wybranych. | <ol style="list-style-type: none">1. Gorsze przewietrzanie na skutek ucieczek powietrza przez stare zroby do chodnika wentylacyjnego z ominięciem przodku.2. Trudniejsze i kosztowniejsze utrzymanie chodników. |
|---|--|

Wybieranie pokładu od miejsca udostępnienia do granic pola kopalnianego może być stosowane przy eksploatacji pokładów cienkich.

Jeżeli eksploatuje się pokład skłonny do samozapalenia się, wybieranie jego powinno być prowadzone od granic.

E. Systemy wybierania pokładów węgla kamiennego

1. System ścianowy podłużny z zawalą (rys. 69,70)

a) Warunki jego stosowania.

System ścianowy podłużny na zawal stosowany jest przy wybieraniu pokładów cienkich (do 1,5 m grubości) oraz średnich do 2,5 m, a wyjątkowo do 3 m grubości. Nadaje się do eksploatacji pokładów o nachyleniu od 0° - 25° i przy stropie klasy I, a więc, gdy strop bezpośredni złożony jest ze skał, łatwo ulegających zawałowi i gdy grubość tego stropu jest większa od 5-krotnej grubości pokładu. Np. przy pokładzie grubości 1,5 m miąższość stropowych skał zdolnych do zawału, zalegających bezpośrednio nad pokładem, powinna być większą od 7,5 m.

System ścianowy podłużny z zawalą przestrzeni położowej ma szereg zalet, z których najważniejsze są następujące:

- 1) czyste wybieranie pokładu, a przez to najmniejsze straty eksploatacyjne węgla,

- 2) koncentracja wydobycia, przekraczająca nawet 1000 t dziennie wydobycia z jednego przodku,
- 3) mniejsze niebezpieczeństwo pożaru wskutek czystego wybierania,
- 4) zmniejszenie niebezpieczeństwa tąpnięć.

Długość przodku ścianowego stosowana w praktyce kopalń węglowych polskich wynosiła w ostatnich latach dla pokładów cienkich (0,8 m – 1,5 m) 170 m, a dla pokładów od 1,5 – 2,5 m – 125 m. Wspomnieć należy, że prowadzono również w jednej z kopalń ścianę o długości 400 m.

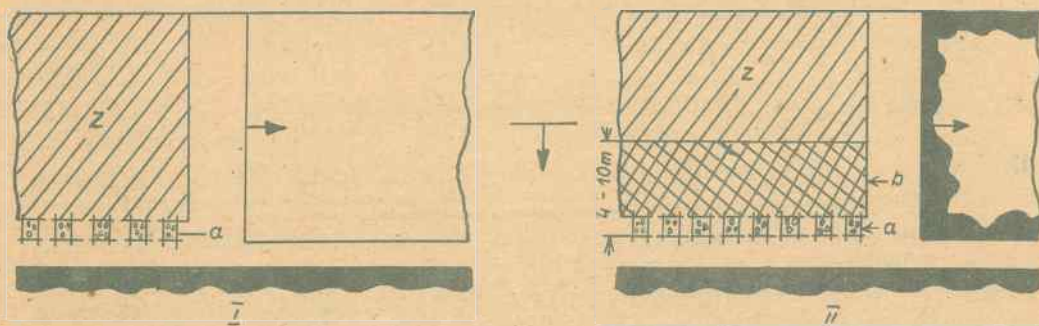
b) Roboty przygotowawcze.

W systemie ścianowym podłużnym roboty przygotowawcze mogą być ograniczone do 2 chodników: dolnego przewozowego i górnego wentylacyjnego.

Chodniki prowadzi się, jeśli są chodnikami podstawowymi, systemem chodników podwójnych, lub chodniki rozdzielcze, jako chodniki pojedyncze.

W chodnikach podstawowych wymiary przekroju ich poprzecznego wynoszą: szerokość do 4,5 m, wysokość 2,5 m, średnio 3 x 2,3 m.

Celem utrzymania chodnika dolnego, zwanego również chodnikiem podścianowym, który staje się później dla niższego piętra chodnikiem wentylacyjnym, zakłada się wzdłuż niego od strony zawaliska pasy podszadkowe albo:



Rys. 71. Pasy podszadkowe wzdłuż chodnika w przestrzeni wybranej (sztuczne filary oporowe)
 I - (a) - ze stosów drewnianych wypełnionych kamieniem,
 II - (b) - z ułożonej podszadki kamiennej.

A) ze stosów drewnianych, wypełnionych skałą płoną (rys. 71),

B) ze stosów drewnianych jak poprzednio oraz pasa podsadzki suchej,

C) z samego pasa podsadzki suchej o szerokości 6-8 m.

Zabezpieczenie chodnika dolnego konieczne jest tak przy kierunku wybierania od granic (rys. 70), jak i do granic pola kopalnianego (rys. 69).

Chodnik górny natomiast nie musi być utrzymywany przy likwidacji złoża od granic, wobec czego ulega on zawaleniu. Przy kierunku zaś wybierania do granic musi być zabezpieczony, ponieważ służy do odprowadzenia powietrza ze ściany w kierunku szybu wentylacyjnego.

Przy ścianach długich ponad 100 m lub przy stropie mniej pewnym (skłonny do załamania) prowadzi się dla zabezpieczenia chodniki dodatkowe tzw. ucieczkowe (rys. 72) w odstępach 50 - 100 m, które mają zapew-

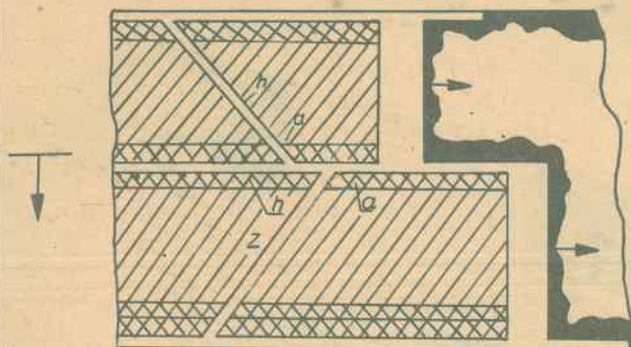


Rys. 72. Chodnik ucieczkowy w węglu (h)

nić drogę wyjściową załodze pracującej na ścianie w razie zawalenia się stropu w przestrzeni roboczej przodku ścianowego. Chodniki ucieczkowe mogą być przeprowadzone w węglu lub pozostawione w części wybranej, przy zabezpieczeniu ich pasami podsadzkiowymi podobnymi, jak przy chodniku dolnym, tylko dwustronnymi (rys. 73).

Do robót przygotowawczych należy jeszcze wykonanie pochylni łączących chodniki dolnego poziomu lub piętra z górnym, przy prowadzeniu przygotówki do granic. Pochylnie te przeprowadza się w odstępach 300 -

- 500 m. Ostatnia pochylnia przy granicy pola kopalnianego nazywa się graniczną. Od pochylni granicznej rozpoczyna się prowadzenie ściany w kierunku do szybu



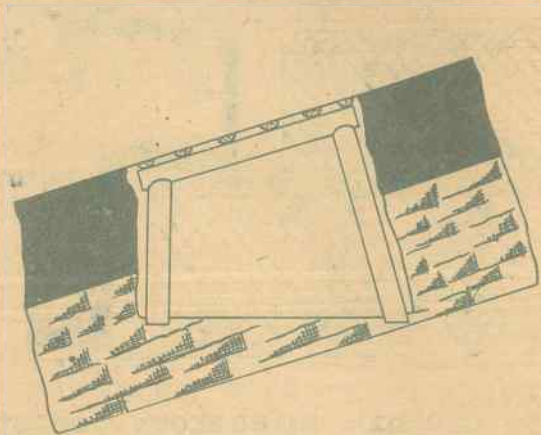
Rys. 73. Chodnik ucieczkowy pozostawiony w przestrzeni wybranej (w)
a - pas podsadzkowy,
h - chodnik ucieczkowy.

System podwójnych chodników stosuje się przy chodnikach podstawowych, jak również w tym wypadku, gdy chcemy mieć partie wybrane odizolowane od niższych pięter filarem przeciwogniowym. Filarem w tym wypadku jest pas węgla pomiędzy dwoma chodnikami, który się pozostawia, a przecinki łączące chodniki zamyka się szczelnymi tamami (klocowymi), aby odizolować stare zroby od wybieranych części pokładu.

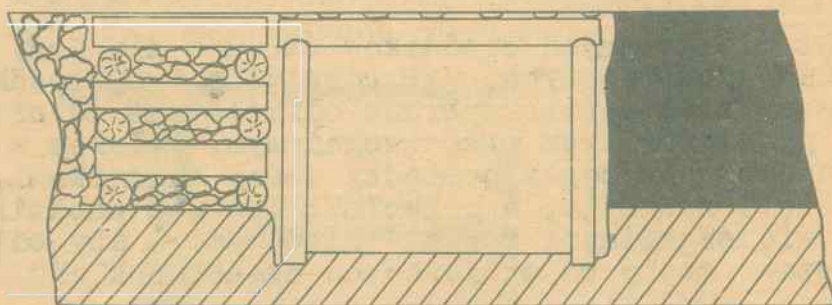
Prowadzenie wybierania od granic pola kopalnianego wymaga przeprowadzenia chodników na całej długości do granic, wybieranie zaś od miejsca udostępnienia pozwala na złączenie przodków chodnikowych z przodkiem ścianowym i zakładanie w miarę posuwania się ściany naprzód, pasów podsadzkowych jako ścian bocznych chodników. Rozwiązanie takie jest racjonalne tylko w wypadku znajomości zalegania złoża i jego regularności.

Przepisy Technicznej Eksploatacji Kopalń Węgla Kamiennego wymagają prowadzenia chodników z wyprzedzeniem przodku ścianowego na odległość co najmniej 50 m. Wyprzedzenie chodnikami ma na celu wykrycie przeszkód, np. uskoków lub ściśnień pokładu, które - na czas nie rozpoznane - mogłyby zahamować niespodziewanie produkcję i wykonanie planu wydobywania oraz wpłynąć ujemnie na bezpieczeństwo pracy. Wykrycie

wczesne przeszkód pozwala na podjęcie środków zapobiegających spadkowi wydobywania, np. przez przygotowanie do uruchomienia rezerwowych przedków w innych pokładach.



Rys. 74. Obudowa drewniana chodnika

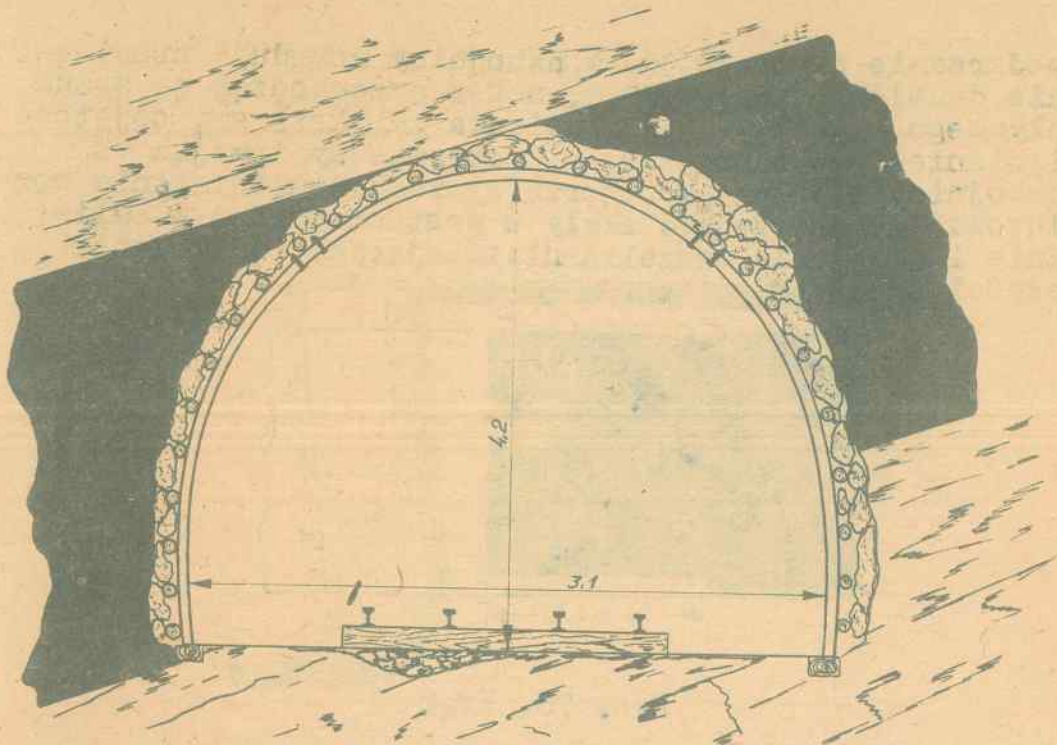


Rys. 75. Obudowa drewniana z bokiem ze stosów

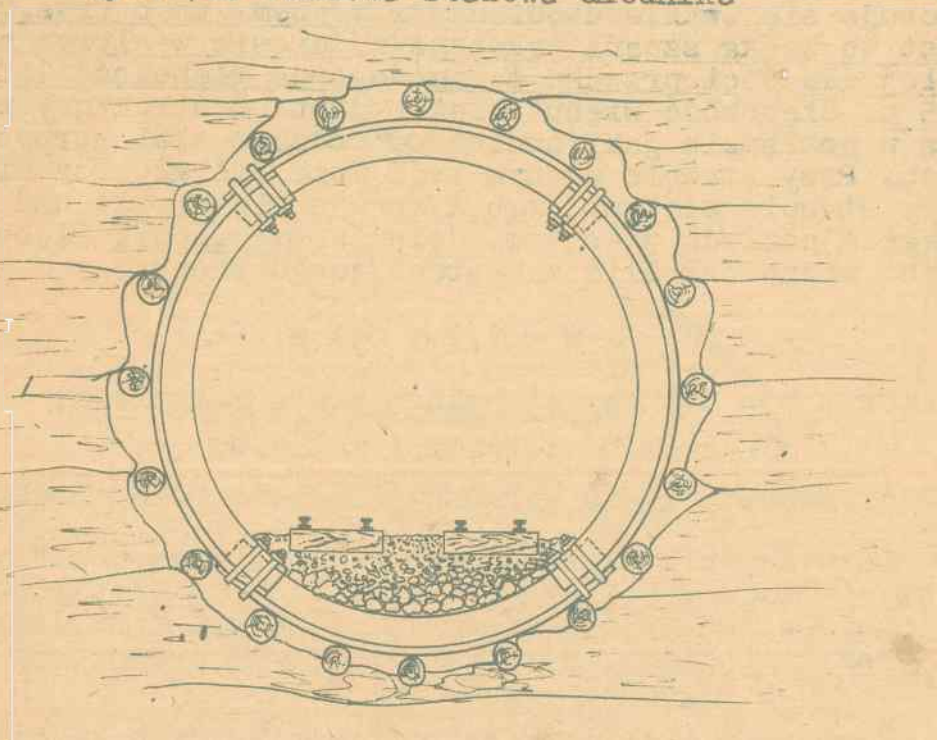
Obudowa chodników w pokładach cienkich jest drewniana (rys. 74, 75), lub stalowa w postaci łuków stalowych, jak wskazują rysunki 76, 77.

c) Urabianie na ścianie

Urabianie węgla w przedku ścianowym, czyli oddzielanie części jego od calizny odbywać się może ręcznie, za pomocą młotków mechanicznych, przy użyciu wrębiarek, za pomocą strugów, oraz przez stosowanie materiałów wybuchowych. Poza tym można urabiać metodą "Airdox", polegającą na wykorzystaniu ciśnienia sprężonego do 700 at powietrza do rozluźniania skały, lub metodą "Cardox", przy której

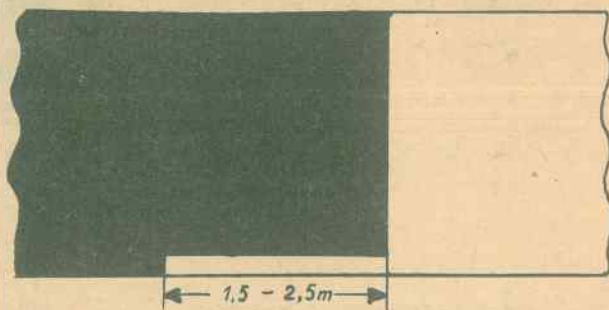


Rys. 76. Obudowa stalowa chodnika



Rys. 77. Obudowa stalowa chodnika

podgrzanie płynnego H_2 w nabojnicy powoduje ciśnienie dwutlenku węgla (CO_2), a też przechodząc ze stanu płynnego w gazowy stan skupienia zwiększa swą objętość i ciśnienie w nabojnicy, a następnie wypływając z nabojnicy wywołuje w otworze wywierconym działanie rozluźniające otaczające skały w postaci spękań w caliznie i powstania szczelin ułatwiających oddzielenie części skały od calizny.



Rys. 78. Wręb

W pokładach cienkich i średnich do 3 m grubości stosuje się zwykle urabianie z wrębem. Wręb (rys. 78) jest to wąska szpara wykonana w ociosie węglowym na całej długości przodku ścianowego na głębokość 1,0 - 2,5 m. Głębokość wrębu zależy od struktury węgla w pokładzie jak również od rodzaju skał stropowych. Przy stropie mocnym wręb może być głębszy niż przy stropie słabym. Wręb wykonuje się zwykle nad spągami pokładu jako tzw. dolny przyspagowy. Głębokość wrębu można określić z następującego wzoru:

$$w = 1,8 + 0,2 m,$$

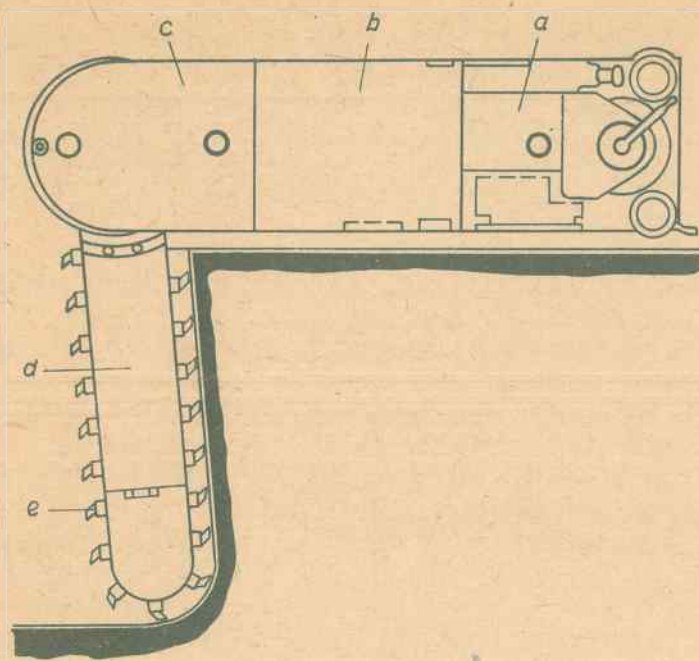
w którym w - oznacza głębokość wrębu w metrach,

m - grubość pokładu w metrach.

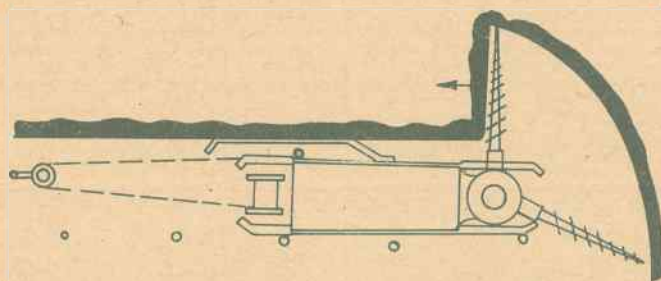
(Wzór odnosi się do warunków Zagłębia Górnego-śląskiego).

Do wykonania wrębu sposobem mechanicznym służą maszyny zwane wrębiarkami. Różne są typy wrębiarek, najszersze jednak zastosowanie na ścianach znalazły wrębiarki złobiące, a z tych wrębiarki łańcuchowe (rys. 79) i żerdziowe (rys. 80).

Elementem złobiącym są przy wrębiarkach łańcuchowych zęby (kilofki) umocowane w gniazdkach na łań-



Rys. 79. Wrębiarka łańcuchowa
 a - mechanizm sterowniczy,
 b - silnik,
 c - głowica,
 d - wrębnik,
 e - łańcuch.



Rys. 80. Wrębiarka żerdziowa

cuchu bez końca. Łańcuch ten wprowadzony w ruch i dociskany do ociosu węglowego powoduje drażnienie wystającymi ostrzami kilofków szpary w węglu o wysokości około 100 mm i głębokości 1,0 - 2,5 m. Jedna maszyna wrębowa wykonać może wręb na ścianie długości 100 m o głębokości około 2 m, czyli około 200 m² powierzchni podwrębionej.

Wrębiarka posuwa się w czasie pracy od dolnego chodnika do górnego samoczynnie za pomocą kołowrotu, umieszczonego na ramie wrębiarki i liny, przeprowadzonej przez tarczę zwrotną w chodniku górnym, a zaczepionej do ramy maszyny wrębowej. Po wykonaniu wrębu, które odbywa się zwykle na jednej zmianie, druga zmiana wykonuje roboty strzelnicze. Otwory strzelnicze wierci się wiertarkami obrotowymi. Otwory rozmieszcza się w jednym rzędzie w pokładach cienkich lub w dwóch rzędach w pokładach średnich. Odległość między otworami wynosi 1,5 - 3,5 m i zależy od twardości węgla. Głębokość otworów jest zwykle mniejsza od głębokości wrębu. W jednym otworze strzelniczym umieszcza się ładunki materiału wybuchowego nie przekraczające wagi 150 - 200 g.

Po odstrzeleniu odrywają górnicy z ociosu przodku ścianowego zwisające i luźne bryły węgla, potem przystępują do wykonania obudowy stropu, ładownice natomiast załadowują urobiony węgiel na przenośniki wstrząsane (rynny), lub zgrzebkowe albo taśmowe celem odstawy do chodnika przewozowego i załadowania w nim urobku do wozów.

Stosowanie do urabiania wrębiarek, a do wiercenia otworów - wiertarek mechanicznych, do odstawy zaś - przenośników, stanowi tzw. mechanizację pracy urabiania i odstawy z przodku. Jeśli ładowanie odbywa się również mechanicznie za pomocą maszyn, zwanych ładownikami, wówczas mamy tzw. pełną mechanizację.

Do urabiania węgla na ścianach stosowane są maszyny zespołowe, tzw. kombajn węglowy, wykonujący pracę wrębiania, odrywania węgla od calizny, kruszenia wielkich brył i ładowania na przenośniki. Kombajn wprowadziło u siebie pierwsze górnictwo radzieckie. Zastosowanie kombajnów w górnictwie polskim datuje się od niedawna, w oparciu o maszyny i wzory radzieckie. Kombajn pracuje wydajnie w węglu średniej twardości i dlatego nie zawsze może być stosowany w warunkach polskich, ponieważ twardość naszego węgla jest na

ogół, większa. Postęp na dobę ściany, przy pracy kombajnami, wynosi 4-5 m, a więc jest przeszło dwukrotnie większy niż przy użyciu wrębiarki i robót strzelniczych. Do mechanicznego urabiania można również użyć młotków mechanicznych, jeśli węgiel nie jest zbyt twardy. Młotek mechaniczny działa w ten sposób, że w cylindrze młotka porusza się pod ciśnieniem powietrza sprężonego tłok, który uderza w trzpień szpicaka, ten zaś wbija się na skutek tego uderzenia w węgiel i powoduje jego oderwanie od calizny. Młotki używane są w wypadkach, gdy w przodku wydziela się metan i urabianie materiałami wybuchowymi nie jest dozwolone.

d) Obudowa na ścianie

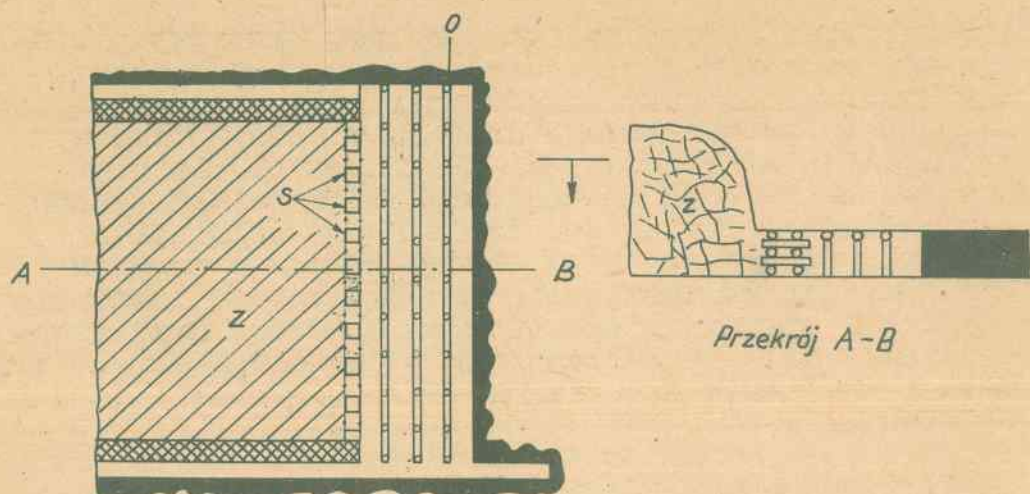
Gdy podwrębiona część pokładu uległa rozkruszeniu, odsłania się wówczas strop pokładu. Aby zabezpieczyć miejsce pracy przed opadaniem skał stropowych, wykonuje się tzw. obudowę. Obudowa na ścianie składa się ze stropnic i stojaków. Może być drewniana, stalowa, lub mieszana. Obudowa drewniana składa się ze stropnic i stojaków drewnianych, mieszana - ze stropnic drewnianych i stojaków stalowych, stalowa stropnica i stojaki stalowe.

Stropnice można zakładać albo równolegle (rys.81) do przodku ścianowego (obudowa podłużna) lub prostopadłe do niego (rys.82) (obudowa poprzeczna). Rzędy stojaków muszą być prostoliniowe i między rzędami musi być odległość 1 - 1,2 m, aby można było pomieścić urządzenie odstawy.

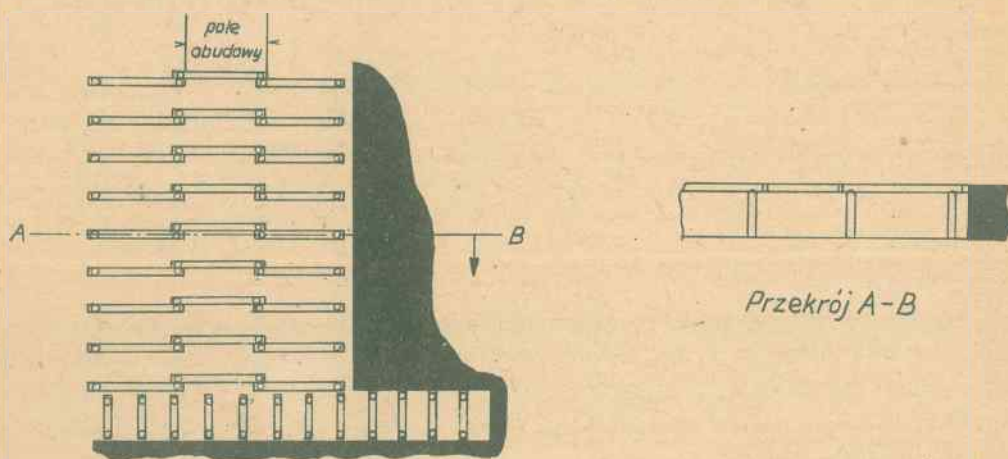
W systemie ścianowym z zawałem stosuje się prawie wyłącznie obudowę poprzeczną, tzn. kierunek stropnic jest prostopadły do przodku. Budynek prostopadły do przodku jest, ze względu na szczeliny, jakie mogą powstać równolegle do przodku, mocniejszy, pewniej podtrzymuje splekany strop i chroni od zawału w przestrzeni roboczej przodku.

Długość stropnic przy kierunku prostopadłym do przodku wynosi 2,2 m. Pod stropnicą stawia się dwa stojaki. Między stropnicami nad polem obudowy zabezpiecza się strop okładzinami, które układa się na stropnicach (rys. 83).

Zamiast obudowy drewnianej stosuje się obecnie coraz częściej na ścianach prowadzonych z zawałem stopu, obudowę stalową. Stojaki stalowe, tzw. stalaki



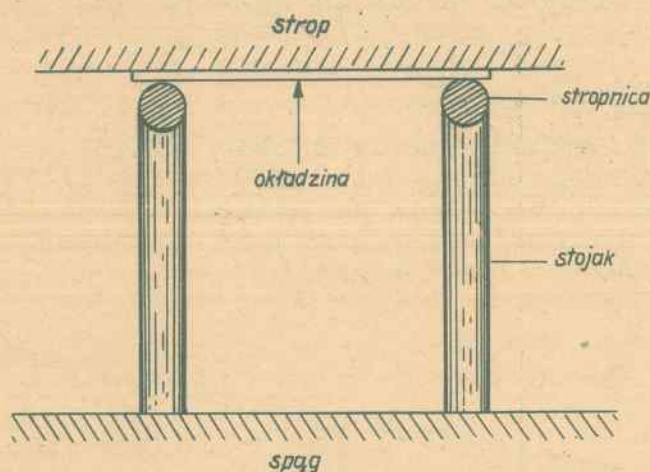
Rys. 81. Obudowa równoległa do przodku (podłużna)
 Z - zawał,
 S - stosy odgradzające zawałisko,
 O - rząd obudowy.



Rys. 82. Obudowa prostopadła do przodku (poprzeczna)

mają większą wytrzymałość i są sztywniejsze od drewnianych. Stropnice stalowe mają długość 2,3 m.

Obudowa stalowa jest ekonomiczniejsza od drewnianej i wytrzymalsza. Zużycie drewna na ścianach

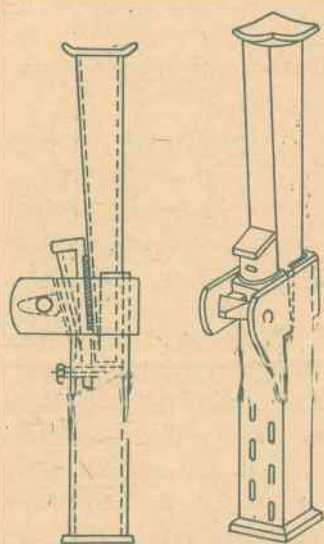


Rys. 83. Zabezpieczenie okładzinami pola obudowy

wynosi na 1000 t wydobywania około 25 m³, a przy obudowie stalowej na to samo wydobywanie zużycie wynosi 3 sztuki stojaków. Stojaki stalowe można stosować wielokrotnie, przenosząc je z miejsca, które ma być zlikwidowane bliżej odcisu ścianowego. Typ stojaka stalowego przedstawia rysunek 84.

Stojak stalowy składa się z 2 zasadniczych części, które mogą być teleskopowo przesuwane względem siebie, tak że długość stojaka można dostosować do wysokości wyrobiska w pewnych określonych granicach. Obie części utrzymywane są zamkiem z klinami.

Wadą obudowy stalowej jest to, że przy większym ciśnieniu i po przekroczeniu granicy wytrzymałości stropnice pęka-



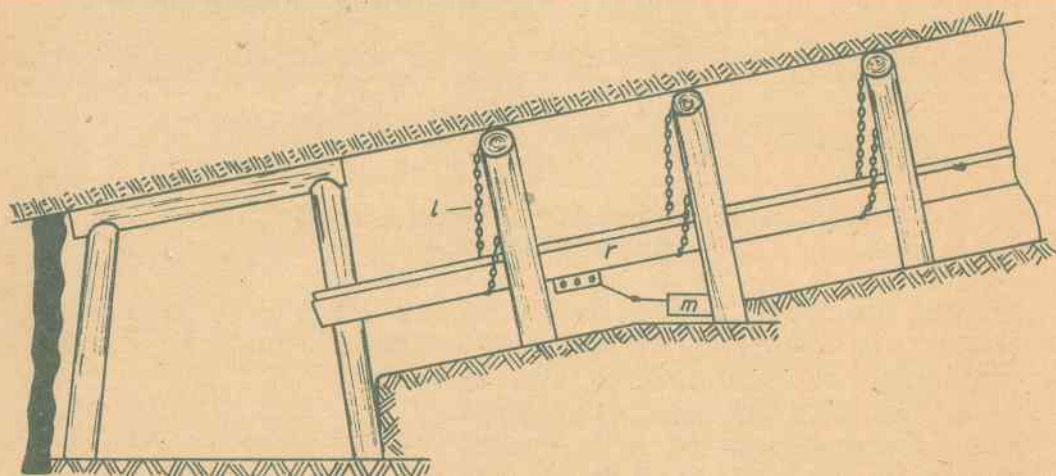
Rys. 84. Stalak (stojak stalowy)

ją bez uprzedniego trzeszczenia, jakie występuje przy obudowie drewnianej.

Dla przejścia wrębówki wzdłuż ociosu musi być pozostawione wolne pole, wobec czego stawia się przy stropie słabym, gdy budynek powinien być założony jak najbliżej przodku zaraz po odstrzeleniu węgla stojaki, potem przy pracy wrębówki przestawia się je.

e) Odstawa urobku

Do odtransportowania urobku z przodku ścianowego służą przenośniki, albo wstrząsane (rynny wstrząsane wynalezione przez polskiego inżyniera R. R i e g e r a , b. profesora Akademii Górniczej w Krakowie), albo zgrzeblowe lub taśmowe.



Rys. 85. Przenośnik wstrząsany wiszący

r - ciąg rynien,

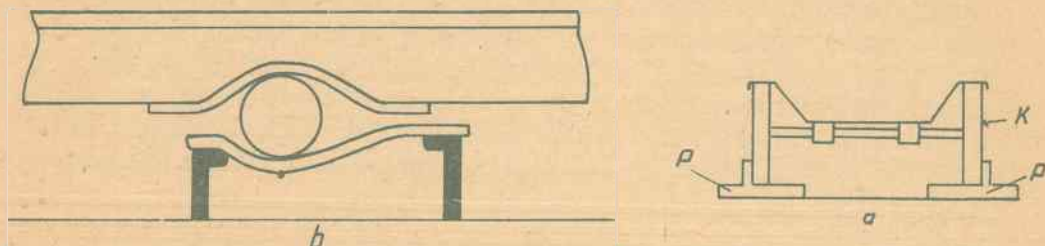
l - linki (łańcuchy) na których zawieszone są rynny,

m - silnik do napędu rynien.

Urządzenie odstawy za pomocą przenośników wstrząsanych (rys. 85), składa się z rynien blaszanych, łączonych śrubami i uchami w jeden ciąg, który zawieszają się w przedostatnim polu obudowy wzdłuż przodku ścianowego. Do poruszania ciągu rynien służą motory o napędzie powietrznym sprężonym lub elektryczne. Długość ciągu rynien napędzanych jednym motorem wynosić może do 60 m. Przenośniki wstrząsane mogą być albo wiszące, podwieszone na linkach lub łańcuchach na obudowie, albo jako rynny leżące uło-

żone na rolkach i specjalnych podstawach na spągu wyrobiska (rys. 86).

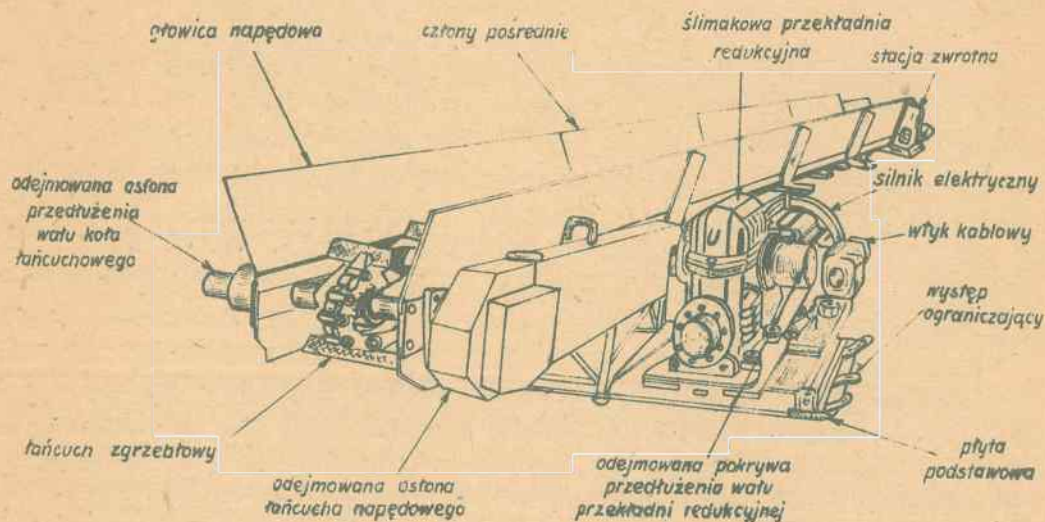
Przenośniki wstrząsane nadają się do odstawy przy upadzie od 6° - 25° . Przy większym upadzie ponad 25° następuje samoczynne staczanie się urobku.



Rys. 86. Przenośniki wstrząsane o toczkach krańkowych

- a - poruszających się po prowadnikach poziomych,
 b - " " " " nachylonych,
 K - krążek,
 P - prowadniki.

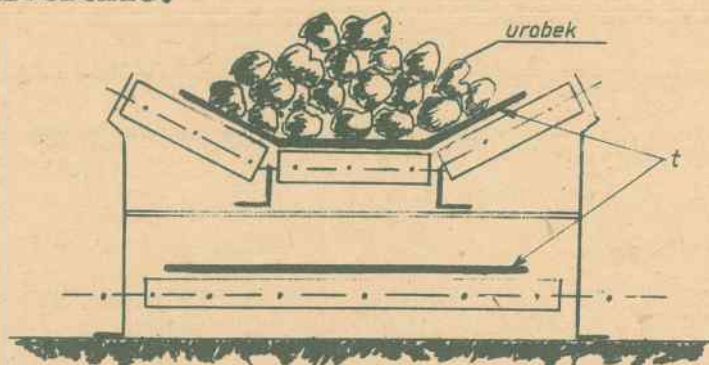
Wydaźność przenośników wstrząsanych wynosi 30 - 50 ton na godzinę przy poziomym ich ułożeniu, przy 5° jest dwa razy, a przy 15° trzy razy większa. Obecnie coraz szersze zastosowanie znajdują na ścianach przenośniki zgrzeblowe. przenośnik zgrzeblowy (rys. 87)



Rys. 87. Przenośnik zgrzeblowy

składa się z nieruchomej rynny, w której przesuwają się za pomocą jednego lub dwóch łańcuchów zgrzebla (zgarniaki), które zgarniają urobek po rynnie aż do jej wylotu, pod który podstawia się wozy kopalniańskie do załadowania urobku.

Przenośniki zgrzeblowe mają takie zalety, jak mała wysokość ładowania, większą wydajność 60 - 100 ton/godz, możliwość samoczynnego ładowania przy urabianiu materiałami wybuchowymi, możliwość wykorzystania przenośnika jako toru dla wrębiarki (przenośniki pancerne), możliwość odstawy tak w kierunku upadu jak i wzniesienia.



Rys. 88. Schemat przenośnika taśmowego
t - taśma gumowa

Przenośniki zgrzeblowe mogą być stosowane przy upadach do 20° , a przy większym kącie nachylenia pokładu wymagają dodatkowych urządzeń hamulczych.

Przenośniki taśmowe (rys. 88) stosowane są do odstwy większych ilości urobku. Wydajność ich zależy od szerokości taśmy oraz prędkości jej posuwania się. Prędkość posuwania się taśmy może być od 0,6 m/sek - 1,8 m/sek. Szerokość taśm zaś w górnictwie wynosi 400, 650, 800, 1000, 1200 mm.

Przenośniki taśmowe (zwykle) szerokości taśmy 650 mm stosowane są w większym zakresie na chodnikach zbiorczych, ponieważ mają dużą wydajność. Na ścianach są narażone na uszkodzenia przy strzelaniu. Wydajność przenośnika taśmowego wynosi na godzinę około 70 - 150 ton.

Urządzenia odstawowe na ścianie muszą być przekładane w miarę posuwania przodku. Przekładanie od-

bywa się albo po wykonaniu 1 cyklu wrębowego, albo po wybraniu 2 wrębów. Ciągi rynien złożone są z rynien długości 3-4 m, przy przekładaniu każde ogniwo musi być rozłączone i przeniesione do nowego pola obudowy i tam śrubami złączone w ciąg i zawieszane na linkach. Przekładanie urządzeń odstawowych jest łatwiejsze i mniej pracochłonne przy przenośnikach zgrzebłowych niż wstrząsanych.

f) Przewietrzanie wyrobiska ścianowego

W systemie ścianowym podłużnym przewietrzanie przodku ścianowego odbywa się prądem świeżego powietrza płynącym z dolnego chodnika. Prąd powietrza przepływa wzdłuż przodku w kierunku górnego chodnika wentylacyjnego, którym dalej odpływa do szybu wentylacyjnego. Przez przodek ścianowy przepływa tylko jeden prąd powietrza. Przepisy górnicze pozwalają na zatrudnienie w jednym prądzie powietrza w kopalniach niegazowych najwyżej 130 ludzi na zmianie największej obsady, a w kopalniach gazowych - 100 ludzi. Z uwagi na ten przepis nie można prowadzić zbyt długich ścian, ponieważ wymagałoby to zbyt dużej obsady ludzi.

Przy eksploatacji do granic przewietrzanie jest trudniejsze, gdyż duża ilość powietrza ucieka wcześniej nim dopłynie do przodku przez stare zroby do chodnika wentylacyjnego.

g) Likwidacja przestrzeni wybranej przez zawalenie stropu

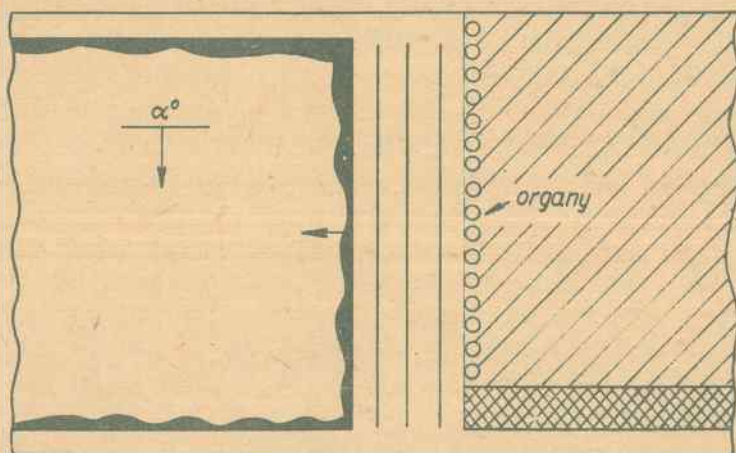
Przestrzeń, powstała po wybraniu węgla, ulega w miarę postępu przodku regularnemu zawałaniu. Odstęp między linią przodku ścianowego, a linią zawału nie może być zbyt wielki i w praktyce wynosi on 2,5 - 6 m.

Aby zawał stropu mógł nastąpić, usuwa się obudowę. Przy obudowie drewnianej wyciąga się stojaki za pomocą kołowrotu lub podcina się je. W miarę usuwania stojaków strop, jeśli jest kruchy, załamuje się i skały stropowe wypełniają przestrzeń wybraną.

Celem odgrodzenia przestrzeni roboczej i niedopuszczenia do przeniesienia się zawału poza oznaczoną linię graniczną zawałiska i przestrzeni roboczej, stawia się przed przystąpieniem do usuwania obudowy tzw. organy. Organy - to jeden lub dwa rzędy stojaków blisko siebie stojących, podbitych pod sam strop.

Odległość stojaków w rzędzie wynosi 0,5 - 1,0 m, (rys. 89).

Zamiast organów stosuje się również stopy drewniane przenośne, o wymiarach 1 x 1 m, które ustawia



Rys. 89. Odgrodzenie zawaliska za pomocą organów

się w jednej linii równoległej do przodka. W miarę przesuwania się linii zawalu za przodkiem stopy te przenosi się do nowego pola granicznego, które ma być ostatnim polem przestrzeni roboczej wyrobiska eksploatacyjnego. Na stopy używa się drewna dębowego, przez co stopy są sztywniejsze i wytrzymalsze. Jeśli strop nie zawala się mimo usunięcia obudowy, wówczas wierce się otwory strzelnicze w stropie i ładunkami materiału wybuchowego powoduje się jego zawalenie.

Usuwanie obudowy z przestrzeni, która ma być zlikwidowana sposobem na zawał, nosi w gwarze górniczej nazwę rabowania.

Na ścianie, którą rozpoczęto dopiero wybieranie pokładu od pochylni granicznej, najtrudniej jest przeprowadzić pierwszy zawał. Strop spoczywa wówczas na dwóch podporach. Po oddaleniu się przodka od drugiej podpory wywołanie zawału jest już łatwiejsze, gdyż strop tworzy wówczas wspornik. Przy pierwszym zawałach lub przy pierwszych kilku zawałach należy przestrzeń roboczą silnie obudować, a szerokość jej zmniejszyć do minimum.

Likwidowanie przestrzeni wybranej może nastąpić po przeniesieniu urządzeń odstawowych i usunięciu materiałów, narzędzi, maszyn z tej przestrzeni.

Gdy obudowa ściany jest stalowa, usunięcie stojaków stalowych odbywa się wówczas, gdy nastąpiło już odgrodzenie przestrzeni wyznaczonej do zawalenia nowymi stalakami organowymi tzw. łamaczami. Organy stalowe można stosować, gdy spąg pokładu jest zwiezły, twardy. Przy spągu miękkim stojaki są wciskane; wówczas nadają się lepiej stosy drewniane dębowe.

Zamiast stosów drewnianych używa się również stosów żelaznych, układanych z kawałków szyn. Wytrzymałość i sztywność tych stosów jest większa niż drewnianych.

h) Organizacja pracy na ścianie

Przy wybieraniu pokładu węgla systemem ścianowym występuje w przodku szereg czynności, które powtarzają się w niezmiennej po sobie kolejności i tworzą tzw. cykl robót na ścianie, (zespół czynności od jednego wrębu do drugiego).

Cykl robót na ścianie rozpoczyna się wykonaniem wrębu, po nim następuje urabianie, ładowanie urobku, obudowa. Dalszą czynnością po wybraniu węgla na głębokość wrębu jest przesunięcie urządzeń odstawowych bliżej ociosu węglowego, przesunięcie organów lub stosów, rabowanie obudowy i wywołanie zawалу w części likwidowanej wyrobiska.

Następny cykl rozpoczyna się znów od wykonania wrębu. Czas trwania robót jednego cyklu wynosi 1,2 - 1 doby. Obecnie można przyjąć, że w naszych kopalniach węglowych wykonuje się 1 cykl na dobę.

Roboty cykliczne wymagają odpowiedniej organizacji i całkowitego zrozumienia przez załogę, że niedociągnięcia w którejkolwiek czynności powodują zahamowanie produkcji.

Organizację robót na ścianie przedstawia się w tzw. harmonogramach czynności (rys. 90), gdzie na osi odciętych podany jest czas poszczególnych czynności, a na osi rzędnych długość ściany i miejsce wykonania tych czynności.

Obsada robót na ścianie. Na jednego robotnika zatrudnionego na ścianie przypada 3 - 5 m długości

przodku. Dolna granica tej długości odnosi się do pokładów grubszych, a górna - do cieńszych.

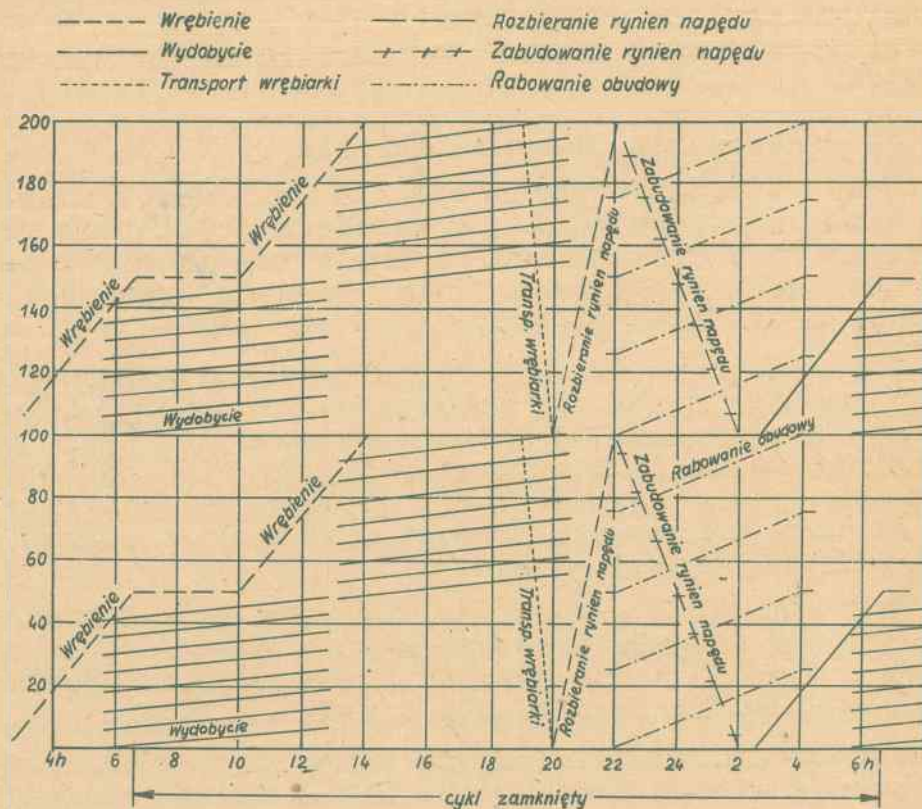
Wydajność obsady na węglu w przodku ścianowym na podstawie wyników praktycznych można obliczyć ze wzoru:

$$W = 10,7 \sqrt{m} - 3,3 \text{ m.}$$

gdzie

W - ilość ton na robotnikodniówkę (średnio),

m - grubość pokładu w metrach.



Rys. 90. Harmonogram czynności na ścianie

Wzór ten odnosi się do wypadku, gdy głębokość wrębu równa jest 2 m. Przy większej głębokości wrębu, np. (b) metrów, stosować należy wzór:

$$W = K/10,7 \sqrt{m} - 3,3 \text{ m,}$$

gdzie

$$K = 0,86 + 0,07 b.$$

Wydajność całej obsady, a więc tej, która pracuje na węglu, oraz przy robotach pomocniczych, wynosi w systemie ścianowym na zawał 54 %. Jeżeli wydajność na węglu roczna była 8 t/robot. dniówek, to całej obsady 4,32 t/robot. dniówek.

2. System ścianowy podłużny z podsadzką suchą (rys. 91, 92)

W systemie ścianowym podłużnym z podsadzką suchą prowadzi się wszystkie roboty w taki sam sposób jak przy systemie z zawałem, z wyjątkiem tylko robót związanych z likwidacją przestrzeni pozłożowej.

Różnica między tymi systemami polega na sposobie likwidacji przestrzeni wybranej. W systemie na zawał likwiduje się przestrzeń wybraną przez zawalenie stropu, którego skały wypełniają pustą przestrzeń. W systemie zaś z podsadzką przestrzeń tę wypełnia się skałami płonnymi dla podtrzymania stropu, by nie przerwał się, lecz osiadał na podsadzce. Z uwagi na ściśliwość podsadzki strop obniży się i nastąpi jego ugięcie.

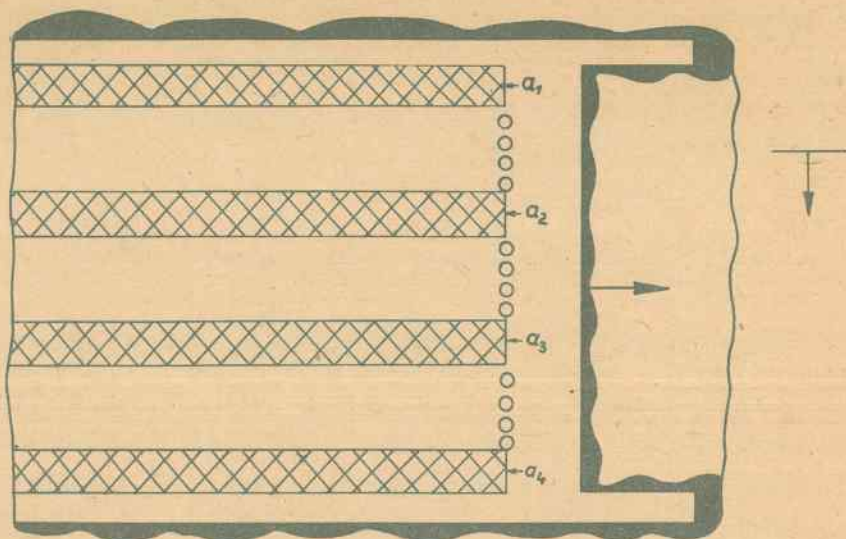
Przestrzeń wybraną można wypełnić całkowicie skałami płonnymi (podsadzka całkowita) lub też częściowo w postaci pasów (podsadzka częściowa).

Zastosowanie podsadzki całkowitej ma na celu nie dopuścić do zawalenia się stropu bezpośredniego, powodując łagodne jego obniżanie się nad przestrzenią wybraną. Podsadzka zaś częściowa ma utrzymać bez załamania strop właściwy (zasadniczy). Strop bezpośredni ulega przy częściowej podsadzce częściowo zawałom podparcie natomiast elastyczne dla stropu właściwego stanowią pasy podsadzkowe.

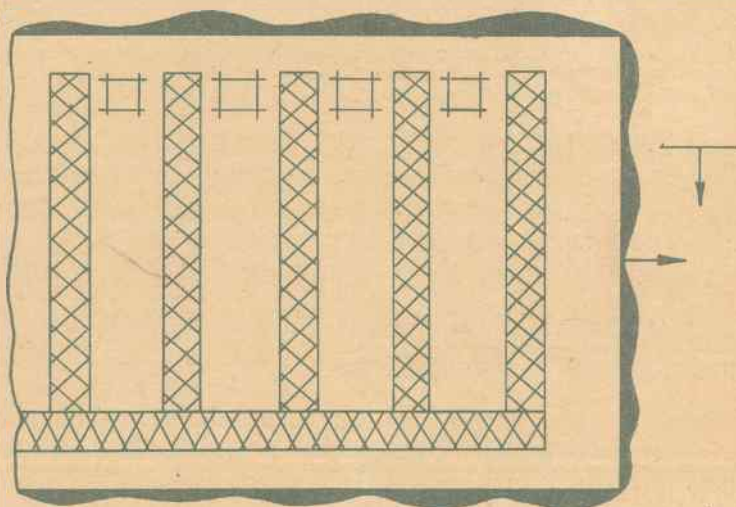
Systemy wybierania z podsadzką suchą stosuje się w wypadku mniejszej grubości pokładu, i przy eksploatacji pokładów cienkich.

Podsadzka podraża koszty eksploatacyjne 1 tony wydobywania, wobec czego stosuje się tylko całkowite podsadzanie w wypadkach koniecznych np. ze względu na ochronę powierzchni i obiektów na niej stojących. Częściej stosowana jest podsadzka częściowa, szczególnie przy pokładach o większej grubości.

Czasami układa się pasy podsadzki w większej od



Rys. 91. System ścianowy podłużny z częściową podszadzką pasami prostopadłymi do przodku ściany



Rys. 92. System ścianowy podłużny z częściową podszadzką pasami równoległymi do przodku ściany
a - pasy podszadzkowe

siebie odległości, a między nimi wywołuje się zawał stropu bezpośredniego. Strop zasadniczy opiera się na pasach podsadzki, układanych w odległościach 5 - 40 m. od siebie. Między tymi pasami tworzą się sklepienia między stropem właściwym, a spągami pokładu, na których utrzymują się wyżej leżące skały (strop zasadniczy). System ścianowy z pasami podsadzki i częściowym zawałem nosi nazwę angielskiego i stosowany jest w zagłębieniach węglowych angielskich przy eksploatacji poziomych pokładów, regularnie zalegających i bez zaburzeń tektonicznych.

Podsadzka sucha częściowa może być układana pasami prostopadłymi lub równoległymi do przodku ściany. Jeśli skałę pionną, potrzebną do wykonania pasów podsadzkowych, bierze się z wyrobiska, które się podsadza, wówczas układa się pasy podsadzki prostopadle do przodku ścianowego, przy sprowadzaniu zaś kamienia z zewnątrz wyrobiska wykonuje się pasy równoległe do przodku. Sprowadzony górnym chodnikiem wentylacyjnym kamień zsypuje się rynnami w przestrzeni pasa.

Wydajność robotnika przy podsadźce suchej (układanie podsadzki) wynosi około $8 \text{ m}^3/\text{dniówkę}$. Dla zwiększenia wydajności podsadzania jak również dla zwiększenia szczelności podsadzki umieszcza się w niewielkiej odległości od miejsc podsadzania urządzenia, z których podsadzka sucha transportowana jest w rurociągach za pomocą sprężonego powietrza. Wydajność maszyn do pneumatycznego podsadzania wynosi $70 - 125 \text{ m}^3/\text{godz.}$ Zużycie powietrza sprężonego wynosi $100 - 150 \text{ m}^3$ na 1 m^3 podsadzki.

Celem zwiększenia szczelności podsadzania stosowane są urządzenia podsadzkowe ustawiane w samym wyrobisku, które materiał podsadzkowy wyrzucają z dużą siłą, przez co zyskuje się większą szczelność podsadzania. Wydajność tych maszyn $20 - 40 \text{ m}^3/\text{godz.}$

Wydajność całej obsady ściany przy wybieraniu z podsadzką suchą jest oczywiście niższa o $7 - 12 \%$ niż w systemach z zawałem.

Zastosowanie podsadzki suchej rozwinęło się w Polsce szczególnie w kopalniach Zagłębia Dolno-Sląskiego.

3) Systemy ścianowe z podsadzką płynną

a) Warunki stosowania

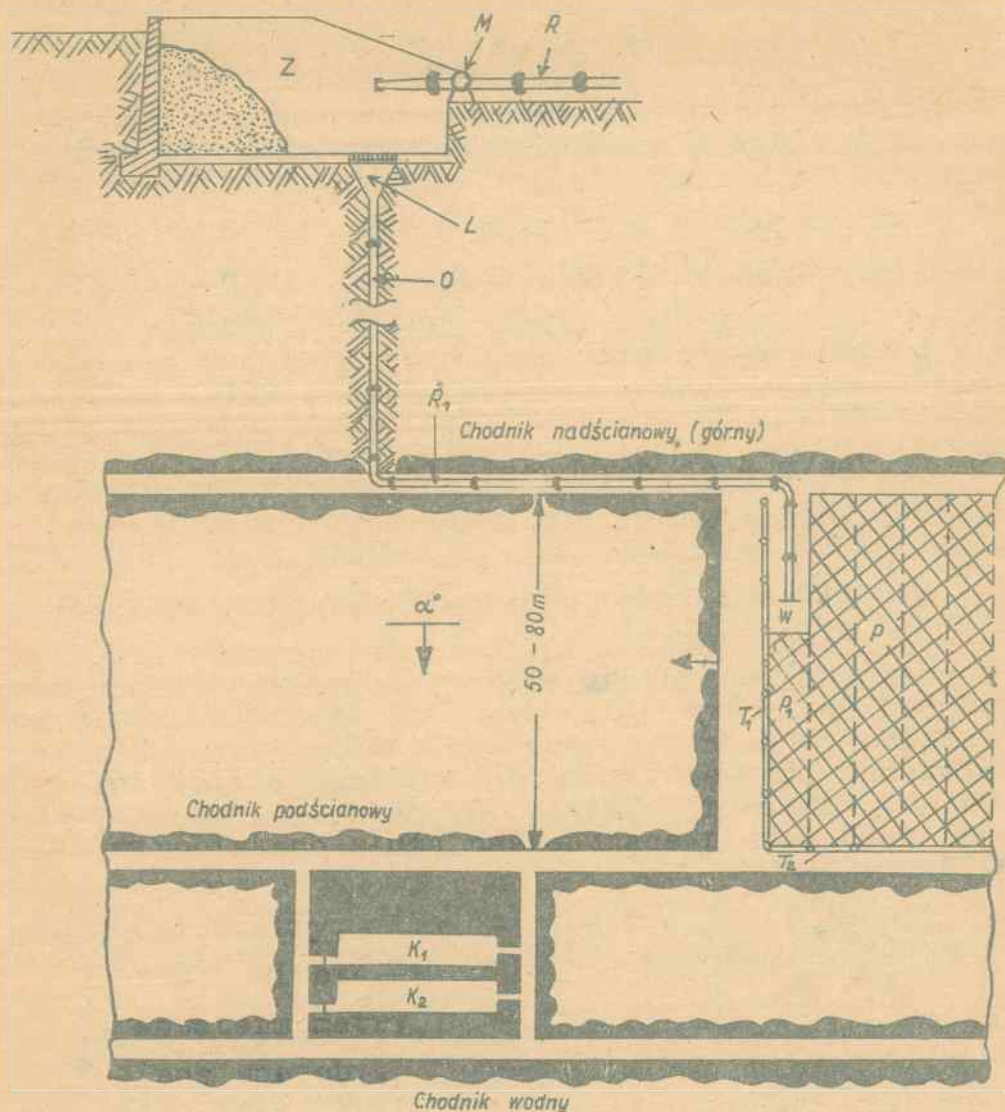
Wybieranie pokładów węglowych systemem ścianowym z podsadzką suchą może być prowadzone przy grubości pokładu do 2,5 m. W pokładach grubszych od 2,5 m wysokość wyrobiska stwarza trudności przy wykonywaniu pasów podsadzkowych i podsadzka sucha staje się kosztowna.

Dla pokładów więc od 2,5 m do 3,5 m, a w niektórych wypadkach do 4,0 m stosuje się systemy ścianowe z podsadzką płynną. Podsadzka płynna jest całkowita tzn. likwidacja przestrzeni wybranej następuje przez całkowite wypełnienie jej materiałem podsadzkowym doprowadzonym z powierzchni rurociągami za pomocą wody. Schemat urządzeń podsadzkowych i ich działanie można przedstawić w następujący sposób:

b) Urządzenia podsadzkowe (rys. 93)

Na powierzchni, w pobliżu szybu lub otworu wiertniczego, podsadzkowego urządza się zbiornik o pojemności 2,3 - 4,5 tys. m³ na materiał podsadzkowy, którym może być piasek, żużel, kamienie z płuczki itp. Materiał ten spłukuje się silnym prądem wody z tzw. monitora, unoszony przez wodę spływa do leja połączonego z rurami podsadzkowymi, przeprowadzonymi aż do miejsca, które ma być podsadzone. Pod wpływem ciśnienia słupa mieszaniny podsadzkowej w części pionowej rurociągu, np. w szybie odbywa się przepływ mieszaniny podsadzkowej w rurociągu. W przestrzeni do podsadzania otwarty jest wylot rurociągu, przez który mieszanina wody z piaskiem wypływa do wyrobiska. W wyrobisku następuje osadzenie się materiału podsadzkowego, wodę zaś odprowadza się naprzód do osadników, w których przetrzymuje się ją kilka lub kilkadziesiąt godzin celem oczyszczenia z drobnych części iłu czy gliny. Z osadników odpuszcza się wodę do chodników wodnych, którymi płynie pod szyb, skąd zostaje wypompowana na powierzchnię.

Najlepszym materiałem podsadzkowym jest czysty piasek kwarcowy, ze względu na szybkie odsączanie wody oraz mniejszą ściśliwość podsadzki piaskowej. Ściśliwość podsadzki płynnej przyjmuje się w zależności od rodzaju podsadzania (zwykle lub pod ciśnieniem), charakterystyki materiału podsadzkowego (procentowy



Rys. 93. Schemat urządzenia podsadzowego na powierzchni i podsadzania w systemie ścianowym podłużnym
 z - zbiornik piaskowy na powierzchni,
 M - monitor,
 R - rurociąg doprowadzający wodę do monitora,
 O - otwór wiertniczy podsadzkowy,
 L - lej przewodu podsadzowego,
 W - wylot rurociągu podsadzowego,
 R₁ - rurociąg podsadzkowy,
 P₁ - przestrzeń podsadzona,
 T₁ - tama czołowa,
 T₂ - tama boczna (chodnikowa),
 K₁, K₂ - Osadniki,
 P - przestrzeń podsadzkowa.

udział ziarn o różnych średnicach) oraz głębokości, na której znajdują się miejsca podsadzania, w następujących granicach:

przy czystym piasku kwarcowym ściśliwość wynosi
5 - 10 %

przy piasku z domieszką gliny 20 - 30 %

przy żużlu wielkopieczowym do 25 %

Celem podsadzki jest zapobieganie niebezpiecznym dla przodku eksploatacyjnego załamaniu się stropu zasadniczego, większa ściśliwość podsadzki jest więc niekorzystna. Im podsadzka jest mniej ściśliwa i im szczelniejsze jest podsadzenie, tym większa pewność, że przy łagodnym i nieznacznym ugięciu się stropu zasadniczego uniknie się gwałtownych jego załamów, szczególnie nad przodkiem ścianowym.

Zużycie materiału podsadzkowego na 1 tonę wybranego węgla wynosi 0,7 - 0,9 m³.

Stosunek piasku do wody w mieszaniu podsadzkowej wynosi zwykle 1:1, 1:2, 1:3. Na 1 m³ piasku wypada więc 1 m³ - 3 m³ wody. Ilość wody zależy od głębokości kopalni i długości rurociągu oraz od wielkości granulacji materiału podsadzkowego. Im granulacja jest większa, tym więcej wody wymaga mieszania podsadzkowa.

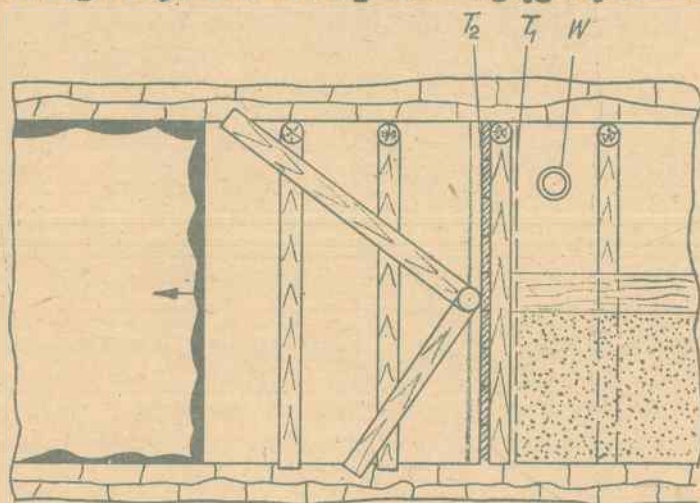
Średnica rur podsadzkowych wynosi 150 i 185 mm. Wydajność rurociągu podsadzkowego wynosi 50 - 300 m³ podsadzki na godzinę.

Przy przepływie podsadzki w rurociągu następuje ścieranie ścianek rur, które w przybliżeniu wynosi 1 mm na 10 - 40 000 m³ materiału podsadzkowego. Dla zabezpieczenia przed szybkim ścieraniem stosuje się w rurach podsadzkowych wkładki z bazaltu lanego, lub z innych mas trudno ścieralnych. Niewielka domieszka gliny w materiale podsadzkowym wpływa korzystnie na zmniejszenie ścieralności rur.

Odgrodzenie przestrzeni do podsadzania wykonuje się za pomocą tam podsadzkowych. Tamy budowane wzdłuż linii przodku nazywane są czołowymi, a prostopadle do przodku, czyli wzdłuż pochylni i chodników - bocznymi lub chodnikowymi.

Tamy czołowe (rys. 94) mogą być wykonane z płótna jutowego, które przymocowuje się od wewnątrz na

stojakach obudowy lub z desek (okorków), przybijanych do stojaków od strony zewnętrznej przestrzeni podsadzanej. Dla wzmocnienia tam stawia się dodatkowe stojaki i wzmacnia się jeszcze tamę ryglami oraz rozporemi opartymi o strop lub spąg wyrobiska.



Rys. 94. Wzmocnienie tamy podsadzkowej czołowej

T_1 - wykonanej z płótna,
 T_2 - " z desek.

Odprowadzenie wody z przestrzeni zamulanej odbywa się przez okienka w tamie czołowej lub za pomocą koryt drewnianych umieszczonych wewnątrz otomowanej przestrzeni. Koryta ułożone są pochyło od spągu do strąpu, tak że przy podwyższeniu się poziomu podsadzki można nimi odprowadzać wodę na zewnątrz tam. Otwory w korytach zabija się w miarę podnoszenia się poziomu podsadzki.

Wydejność robotników przy wykonywaniu tam podsadzkowych wynosi 3 - 10 m²/ na robot. dniówkę. Tamy boczne, pozostające przez dłuższy czas jako ściany boczne chodników, muszą być wykonane mocniej i szczelniej.

Wodę z przestrzeni podsadzanej kieruje się ściankami, korytami drewnianymi lub rurociągami ze starych rur do tzw. osadników. Osadniki są to przeważnie długie zabierki, w których przetrzymuje się wodę kilkanaście godzin celem osadzenia się drobnych cząstek piasku i gliny. Oczyszczanie wody w osadnikach urządzonych w pobliżu miejsc podsadzanych zapobiega

zamuleniu przez wodę podsadzkową ścieków w chodnikach przewozowych i chodników wodnych, którymi ta woda płynie z oddziałów w kierunku szybu i komór wodnych.

Teorię ruchu podsadzki płynnej opracował prof. W. Budryk. Wzory wyprowadzone przez niego w pracy pt. "Ruch podsadzki płynnej w rurociągach zamulaniowych" (Przegląd Górniczo-Hutniczy, 1929 r.) zostały ponadto wyjaśnione w artykule pt. "Uproszczony sposób obliczania rurociągów podsadzkowych" (Przegląd Górniczy, 1949 r.) służą do projektowania i do oceny wydajności instalacji podsadzkowej. W praktyce kopalnianej najważniejszymi zagadnieniami są: a) określenie najkorzystniejszego stosunku piasku i wody w mieszaninie podsadzkowej oraz b) wyznaczenie największej wydajności rurociągu podsadzkowego. Najkorzystniejszy stosunek piasku i wody jak również wydajność rurociągu podsadzkowego zależą, jak podaje prof. Budryk, od dwóch podstawowych wielkości, a mianowicie:

1) średniego rozporządzalnego spadku hydraulicznego instalacji podsadzkowej, który można wyrazić wzorem:

$$I_s = \frac{H - 10}{\sum I}$$

2) średniego współczynnika oporu ruchu materiału podsadzkowego

$$A_s = (\delta - \vartheta) \cdot \frac{\mu L - H}{\sum I}.$$

Jeśli przyjmie się $\mu = 0,12$ oraz za $\delta - \vartheta = 1,3$, wzór poprzedni przybierze postać:

$$A_s = 1,3 \frac{0,12 L - H}{\sum I}.$$

W podanych wzorach poszczególne symbole oznaczają:

H - różnica poziomów wlotu i wylotu rurociągu podsadzkowego w metrach,

L - długość rurociągu podsadzkowego w rzucie poziomym w metrach,

$\sum I$ - rzeczywista długość rurociągu w metrach,

- μ - współczynnik tarcia materiału podszadzkowego,
 δ - ciężar właściwy ziarn piasku (kwarcu) w t/m^3 ,
 ϑ - przeciętny ciężar właściwy mieszaniny piasku i wody w t/m^3 .

Najkorzystniejszy stosunek mieszaniny zachodzi, gdy ilość wody na $1 m^3$ piasku wynosi (W)

$$W = 0,9 \frac{A_s}{I_s} - 0,3, \quad W > 1.$$

Najgęstszy stosunek piasku i wody może być 1:1. Wzór na W ma swoje znaczenie, jeśli

$$\frac{A_s}{I_s} > 0,78$$

Przy mniejszych wartościach tego stosunku mieszanina podszadzowa powinna zawierać piasku i wody objętościowo w stosunku 1:1.

Największa wydajność rurowości podszadzkowej:

$$\max Q_p = 0,00165 \cdot D^{5/2} \cdot \frac{\sqrt{I_s}}{\frac{A_s}{I_s} + 1}.$$

Dla rurowości o średnicy 150 mm otrzymujemy wzór po zaokrągleniu:

$$\max Q_p = 450 \frac{\sqrt{I_s}}{\frac{A_s}{I_s} + 1},$$

Dla rurowości o średnicy 185 mm wzór ma postać:

$$\max Q_p = 770 \frac{\sqrt{I_s}}{\frac{A_s}{I_s} + 1},$$

Wzory powyższe odnoszą się do mieszaniny podszadzkowej o najkorzystniejszym stosunku mieszaniny podszadzkowej, obliczonym na podstawie wzoru (W). Dla innych

stosunków wydajność rurociągu jest mniejsza i można ją obliczyć z następującego wzoru:

$$Q_p = 0,0043 \frac{D^{5/2}}{\left(\frac{W}{0,6} + 1\right)^{3/2}} \cdot \sqrt{0,6 \cdot I_s - A_s}.$$

P r z y k ł a d:

Mając dane: $H = 50$ m, $L = 2000$ m, $D = 185$ mm, obliczyć najkorzystniejszy stosunek mieszanki i wydajności rurociągu podsadzkowego.

Średni współczynnik oporu ruchu materiału podsadzkowego:

$$A_s = 1,3 \frac{0,12 \cdot 2000 - 50}{2050} = 0,12.$$

Średni spadek hydrauliczny:

$$I_s = \frac{50 - 10}{2050} = 0,02$$

$$\frac{A_s}{I_s} = \frac{0,12}{0,02} = 6$$

Najkorzystniejszy stosunek mieszanki e:

$$e = 1:W = 1 : (0,9 \cdot 6 + 0,3) = 1 : 5,7 = 0,158$$

Wydajność rurociągu zależy od średnicy rur i od wielkości A_s i I_s . Dla średnicy $D = 185$ mm:

$$Q_p = 770 \frac{\sqrt{0,02}}{6 + 1} = 15 \text{ m}^3/\text{godz.}$$

Obliczona w przykładzie wydajność rurociągu w ilości $15 \text{ m}^3/\text{godz.}$ jest wydajnością małą, spowodowaną niewielką długością pionowej części rurociągu i znaczną długością części poziomej. Najczęściej wydajność rurociągów podsadzkowych wynosi $100 - 200 - 300 \text{ m}^3/\text{godz.}$ piasku.

Dla zwiększenia wydajności rurociągu podsadzkowego zapoczątkowano w jednej z kopalń stosowanie energii powietrza sprężonego, wprowadzonego do przewodu podsadzkowego za pomocą specjalnej dyszy. Dyszę

umieszczono w takim miejscu rurociągu, w którym ciśnienie w przewodzie wykazuje spadek. Ciśnienie powietrza sprężonego musi być większe od ciśnienia panującego w danym punkcie rurociągu. Powietrze sprężone działa na podсадzkę przepływającą zwiększając jej prędkość przepływu w kierunku wylotu rurociągu, a wskutek tego zwiększa się wydajność rurociągu. W przewodzie podсадzkowym, którego wydajność nie jest w pełni wykorzystana, co zdarza się przy małych odległościach miejsc zamulania od szybu czy otworu podсадzkowego i przy większej ich głębokości, następuje zasysanie większej ilości powietrza i jego sprężenie. Rozpatrując to zjawisko podał prof. Budryk myśl, w artykule pt. "Naukowe zagadnienia ruchu mieszaniny podсадzkowej w przewodach" ("Przegląd Górniczy", 1953 r.), wykorzystania sprężonego w przewodach podсадzkowych powietrza przez odprowadzanie go do przewodów powietrznych. Odseparowanie powietrza sprężonego zmniejszyłoby ścieranie ścianek rur podсадzkowych z jednej strony, a z drugiej - na wykorzystanie znacznej ilości energii tegoż powietrza do celów ruchowych. Sprawa ta wymaga jeszcze badań nad skonstruowaniem odpowiednich separatorów i zaworów. Rozwiązanie tego zagadnienia, jak podaje prof. Budryk, ma poważne znaczenie ze względów na:

1. zapewnienie sprawności ruchu mieszaniny podсадzkowej,
2. uniknięcie nadmierne zużycia rur,
3. wykorzystanie do celów przemysłowych nadmiaru rozporządzalnej energii, wytworzonej w czasie przepływu podсадzki w rurociągach o niewykorzystanej wydajności.

Znaczenie podсадzki dla górnictwa polskiego węglowego, jest szczególnie ważne z uwagi na wybieranie pokładów grubych. Systemy wybierania pokładów grubych z zawałem powodują duże straty substancji złoża. Wybieranie pokładów tych warstwami z podсадzką płynną zapewnia minimum strat, możliwość uniknięcia pożarów, a w razie ich powstania skuteczną walkę z nimi za pomocą podсадzki płynnej.

W celu zaopatrzenia w piasek kopalń Zagłębia Węglowego Górno-śląskiego wybudowana została magistrala kolejowa do Pustyni Będowskiej, skąd przewozi się materiał podсадzkowy do poszczególnych kopalń. Zrealizowanie zastosowania podсадzki płynnej w szero-

kim zakresie stało się możliwe dopiero w ustroju gospodarki społecznej, której jedną z głównych zasad jest: bezpieczeństwo pracy górnika i oszczędna gospodarka złożem.

Systemy wybierania z podsadzką płynną. Do likwidacji przestrzeni wybranej podsadzka płynna może być stosowana zarówno w systemach ubierkowych, jak również w systemach zabierkowych. W systemach wybierania warstwami pokładów grubych zamulenie przestrzeni wybranej w dolnej warstwie umożliwia prowadzenie wybierania warstwy wyższej. Systemy ścianowe z podsadzką płynną stosowane są w praktyce w dwu odmianach: podłużnej i poprzecznej.

c) System ścianowy podłużny z podsadzką płynną
(rys. 93)

Przodek ścianowy, długości 50-80 m, posuwa się w tym systemie zgodnie z kierunkiem rozciągłości, a w ślad za nim kroczy również podsadzka. Gdy odległość przodka ścianowego od ostatniej tamy czołowej wynosi 6-10 m, wówczas otamowuje się 3-6 pól obudowy i zamula. Rury podsadzkowe doprowadza się z górnego chodnika wentylacyjnego i wylot umieszcza poza tamą. Woda z przestrzeni zamulanej przeciska się albo przez nieszczelności tamy czołowej, albo odpuszczana jest przez okienka w tamie czołowej lub odprowadzana korytami drewnianymi na zewnątrz przestrzeni podsadzanej, a następnie do chodnika dolnego i do osadników. Po zamuleniu przestrzeni wybranej przodek ścianowy posuwa się dalej i gdy osiągnie znów odległość 6-10 m od tamy podsadzkowej następuje budowa nowych tam i podsadzenie odcinka między tamami. System ścianowy podłużny z podsadzką płynną stosuje się w górnictwie polskim rzadziej, zwykle w pokładach słabo nachylnych, większe rozpowszechnienie znalazł u nas system ścianowy poprzeczny.

d) System ścianowy poprzeczny z podsadzką płynną
(rys. 95a, b).

System ścianowy poprzeczny z podsadzką płynną nadaje się w pokładach nachylnych do 25° - 30° . Przy większym upadzie urobek odstrzelony na ścianie stacza się w dół ku tamie podsadzkowej.

Roboty przygotowawcze polegają w tym systemie na przeprowadzeniu chodników piętrowych oraz dwóch, lub co najmniej jednej pochylni rurowej, łączących chodni-

ki piętrowe. Pochylnie rurowe służą za drogi wentylacyjne dla powietrza, odpływającego z przodków do chodnika wentylacyjnego oraz dla rurociągów podsadzkowych, prowadzonych z chodnika górnego piętrowego do ścian, jak również za drogi transportu drewna na obudowę ściany.

Odstęp między pochylniami rurowymi wynosi 100-120 m. Na odstawę urobku pozostawia się w podsadźce pochylnię wydobywczą łączącą ściany z chodnikiem dolnym przewozowym.

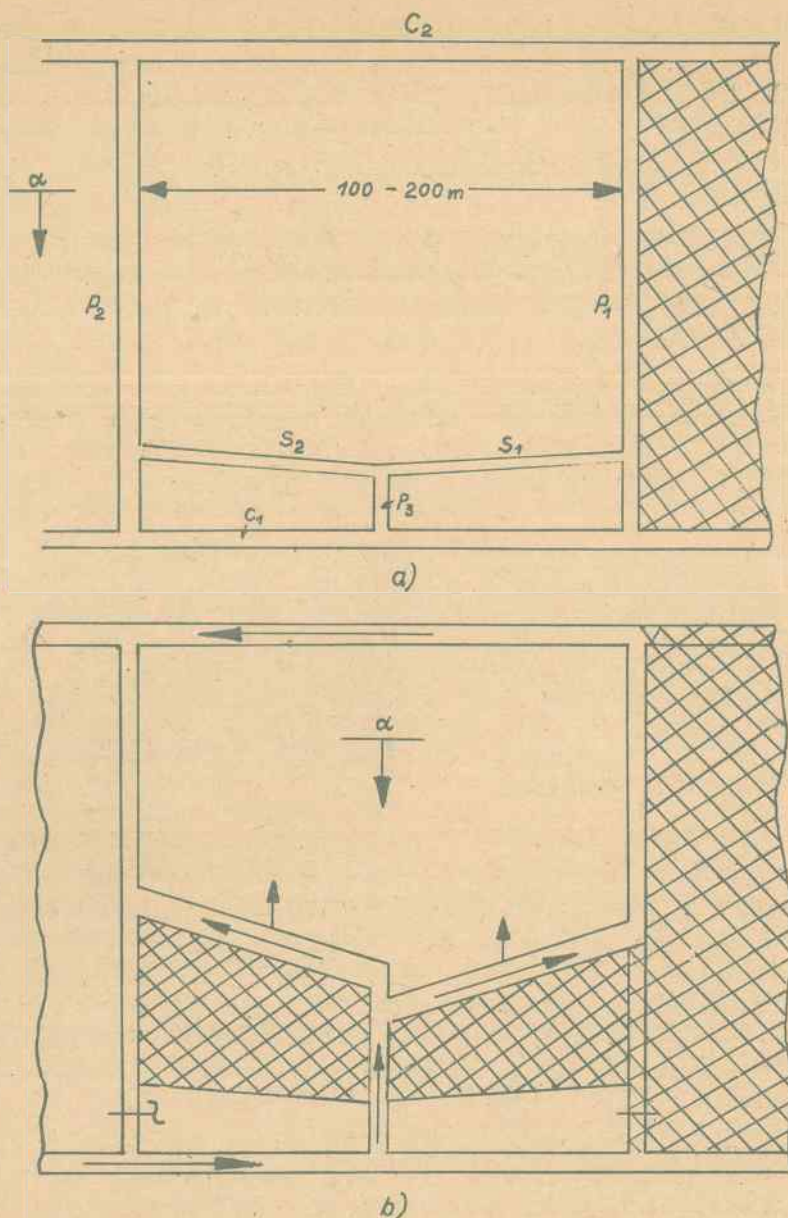
Od pochylni wydobywczej, założonej w środku wybieranego pasa pokładu (między pochylniami rurowymi) prowadzi się dwuskrzydłowo chodniki ścienne, długości 50-60 m, z kierunkiem nieco przekątnym, wznoszącym się.

Przy chodniku dolnym pozostawia się zwykle filar oporowy szeroki 20-25 m przez ten filar przeprowadza się pochylnię wydobywczą, a następnie z niej chodniki ścienne łączące pochylnię wydobywczą z pochylniami rurowymi. Z chodników ściennych rozpoczyna się następnie tzw. obcinę ściany, czyli utworzenie frontu wybierania z górnego ociosu chodnika ściennego na całej jego długości.

Usytuowanie przodków ściennych o wspomnianej pochylni wydobywczej jest tego rodzaju że jedna ściana, bliższa części wybranej piętra, wyprzedza drugą o 10 - 15 m. Przesunięcie przodków następuje ze względu na wysyp urobku z przenośników ściennych na przenośnik pochylniany, który przeniesiony w dwa różne miejsca nie powoduje nagromadzenia większej ilości urobku w jednym punkcie przenośnika zbiorczego w dowierzchni transportowej.

Linie frontu ściennego nie leżą ściśle w kierunku rozciągłości, lecz są tak odchylone, by miały pewien niewielki spadek ku pochylni wydobywczej, co ułatwia pracę przenośników ściennych, i pozwala na wypełnienie podsadzki odcinka ściany przy tamach pochylni, wydobywczej. Nachylenie to korzystne jest również dla odpływu wody podsadzkowej, odprowadzanej ku pochylni wydobywczej.

Z uwagi na ułożenie frontów ściennych i pochylni wydobywczej w kształt przypominający literę "Y", często system poprzeczny z podsadzką płynną, prowadzony w opisany wyżej sposób, nazywa się systemem "Y".



Rys. 95. System ścianowy poprzeczny z podszadką płynną
 a) roboty przygotowawcze: P_1, P_2 - pochylnie rurowe,
 C_1, C_2 - chodniki piętrowe,
 S_1, S_2 - " ścianowe,
 P_3 - pochylnia wydobyw-
 cza,
 b) usytuowanie ścian w normalnym postępie

Inne czynności, i stosowane urządzenia są analogiczne jak w innych systemach ścianowych z wyjątkiem wrębień, którego nie stosuje się w pokładach grubych.

Z urządzeń odstawowych najczęściej używa się na ścianach przenośników zgrzeblowych, pancernych, które pozwalają na samoczynne załadowywanie się części urobku (do 40 %), jeśli przenośnik zabudowany jest tuż przy ociosie węglowym.

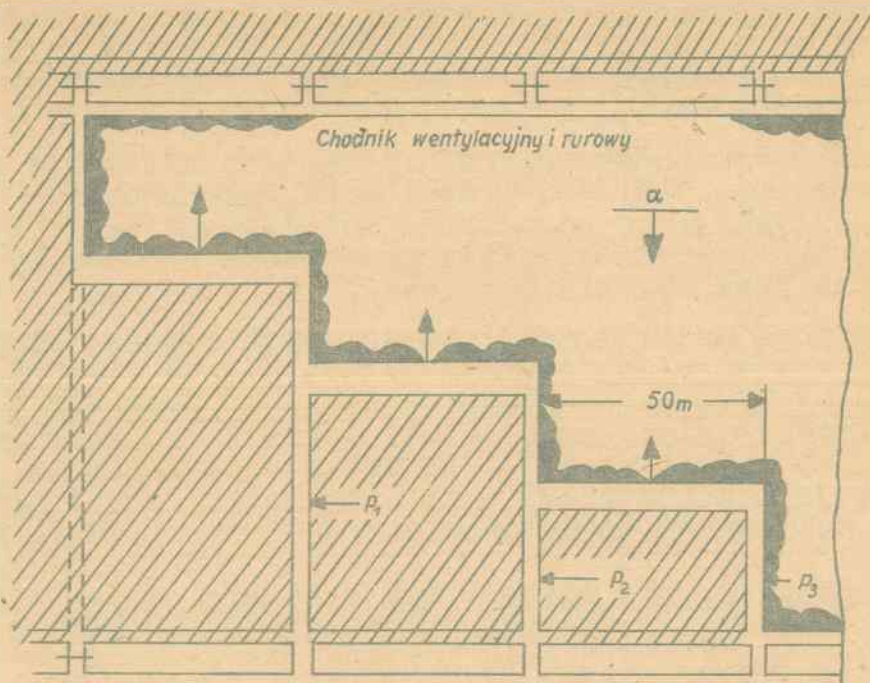
Budynek na ścianach, prowadzonych z podsadzką płynną systemem poprzecznym składa się ze stropnic, zakładanych wzdłuż przodku (równoległe) długości 5 m, podpartych 4 stojakami. Jeżeli wybiera się warstwę drugą lub wyższą, zachodzi konieczność zakładania pod stojaki połowic lub desek, aby zabezpieczyć je przed wciskaniem do piasku.

Przewietrzanie ścian w tym systemie odbywa się prądem świeżego powietrza, płynącego z chodnika dolnego pochylnią wydobywczą i rozdzielającego się następnie na dwa prądy, przepływające przez obydwa przodki ścianowe w stronę pochylni rurowych.

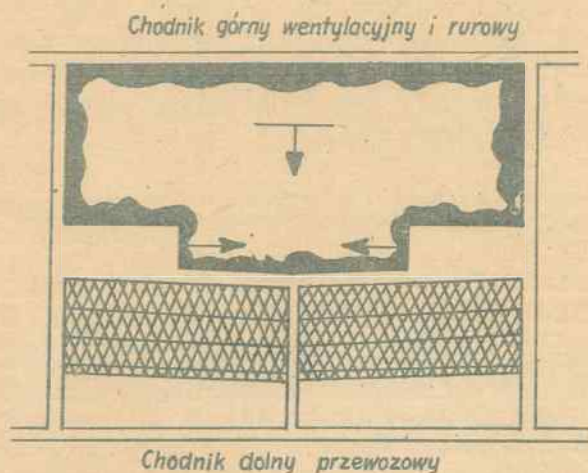
Organizacja pracy na ścianach. Prace związane z urabianiem węgla, ładowaniem, odstawą wykonane są przeważnie na dwóch zmianach wydobywczych, zakładanie przenośników bliżej ociosu węglowego, stawianie tam i podsadzanie odbywa się zwykle na zmianie trzeciej. Cykl robót na ścianie z wrębem rozpoczynał się i kończył wybraniem węgla na całej ścianie na głębokość wrębu, na ścianach bez wrębu cykl robót zaczyna się po wybraniu węgla na głębokość otworów strzelniczych.

e) Odmiana systemu ścianowego poprzecznego z 3 ścianami (rys. 96)

System ścianowy poprzeczny z podsadzką płynną można prowadzić również trzema przodkami ścianowymi po 50 m długości każdy. Urabianie prowadzi się stale w dwóch, a w trzecim odbywa się zamulanie. Dla każdej z 3 ścian pozostawia się w podsadzce osobną pochylnię wydobywczą. Wadą tej odmiany jest uzależnienie wszystkich 3 ścian od jednego rurociągu podsadzkowego oraz zmniejszony postęp przodków ścianowych co ze względu na strop nie zawsze bywa korzystne.



Rys. 96. System ścianowy poprzeczny z podszadką płynną z 3-przodkami
 $P_1 P_2 P_3$ - pochylnie wydobywcze pozostawiane między tamami podstawowymi



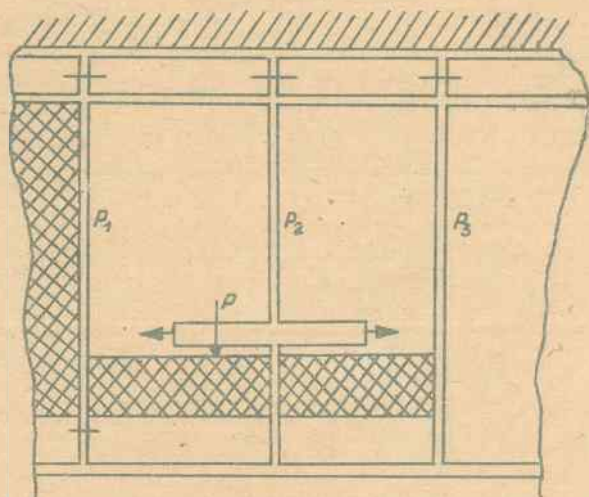
Rys. 97. System ścianowy poprzeczny z podszadką płynną z wybieraniem pasami

f) System ścianowy poprzeczny z podsadzką płynną z wybieraniem pasami (rys. 97)

Przy wybieraniu pokładu systemem poprzecznym z podsadzką płynną zachodzą czasem wypadki, że wskutek słabego piętra, obluzowanego nad ociosem węglowym lub szczelinowatości równoległej do przodku nie można na pewnym odcinku prowadzić przodku ścianowego frontalnie. W tych wypadkach przechodzi się na systemy wybierania pasami. Przy przejściu z wybierania ścianowego na system pasami pozostawia się między ociosem węglowym a podsadzką wąską przestrzeń (1,5 - 2,0 m) na pomieszczenie przenośnika między pochylnią wydobywczą a rurową. Od rurowej pochylni oraz w środku ściany rozpoczyna się urabianie wąskim przodkiem (5 m) z dwóch stron na zbiecie. Po zbieciu się zamula się wybraną część i urabia się dalszą ku pochylni wydobywczej i od pochylni wydobywczej do środka. Następnie zamula się, pozostawiając na połączenie pochylni niezamulone 1+2 pola obudowy. Podany sposób prowadzenia wybierki zaliczany jest czasem do systemów wybierania długimi zabierkami bez pozostawiania płotu.

4. Systemy długich zabierek z podsadzką płynną

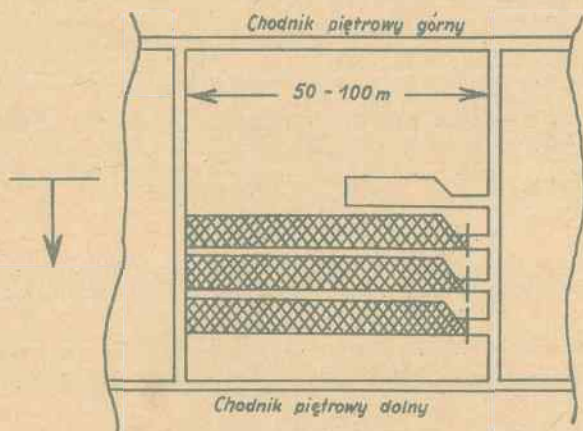
Odmianę systemu długich zabierek z płotem przedstawia rysunek 98. Pochylnie wydobywczą przebiega się



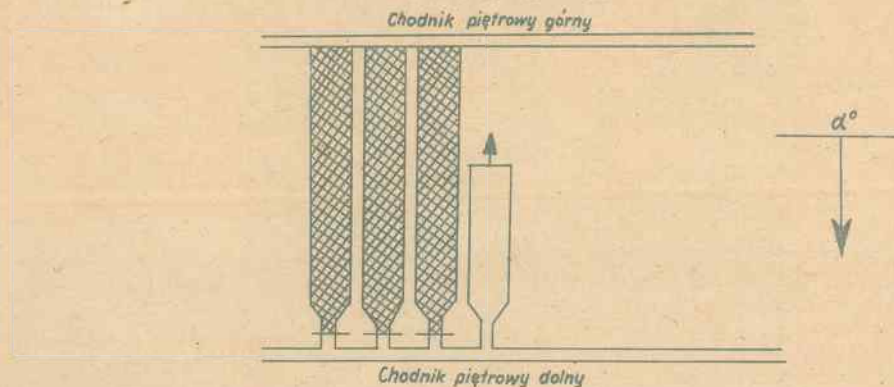
Rys. 98. Odmiana systemu długich zabierek z płotem (p)

na całą wysokość piętra. W miarę postępu wybierania dolną część pochylni wydobywczej pozostawia się w podsadzce, górna zaś jest w węglu.

System długich zabierek w klasycznej swej formie przedstawia się w ten sposób, że z pochylni wydobywczej rozpoczyna się krótkie (6-10 m) i wąskie wcięcie chodnikiem, a następnie rozszerza się przodek do 5-6 m i prowadzi aż do drugiej pochylni do przebicia. Między zabierkami pozostawia się w czasie ich pędzenia płot węglowy 1 m, aby podsadzka nie przedostawała się do urobku. Podany system jest systemem poprzecznym, gdyż urabianie (likwidowanie) pasa węglowego międzypochylnianego odbywa się zgodnie z kierunkiem prostopadłym do rozciągłości (rys. 99).



Rys. 99. System długich zabierek poprzeczny z podsadzką płynną



Rys. 100. System długich zabierek podłużny z podsadzką płynną

System podłużny długich zabierek polega na likwidacji pasa międzychodnikowego zgodnie z kierunkiem rozciągłości (rys.100).

Systemy długich zabierek mają pewne cechy wspólne z systemami ścianowymi, jak np. małą ilość robót przygotowawczych, ponieważ pola eksploatacyjnego nie rozcina się na filary, oraz wspólne cechy z systemami zabierkowymi, np. wąski przodek.

Systemy długich zabierek stosuje się tam, gdzie nie można wybierać ścianami, wskutek występowania w pokładzie licznych uskoków albo znacznego upadu pokładu.

Długie zabierki prowadzi się przy mocnym stropie, który pozwala na utrzymanie wyrobiska przez dłuższy czas jego pędzenia 10 - 25 dni.

Długość zabierek wynosi 50 - 100 m. Przy większym kącie nachylenia pokładu do poziomu nadaje się system poprzeczny, a przy mniejszym upadzie system zabierek długich, podłużny.

Systemy długich zabierek prowadzone są przeważnie z podsadzką płynną, a stosowane przy wybieraniu pokładów średnich.

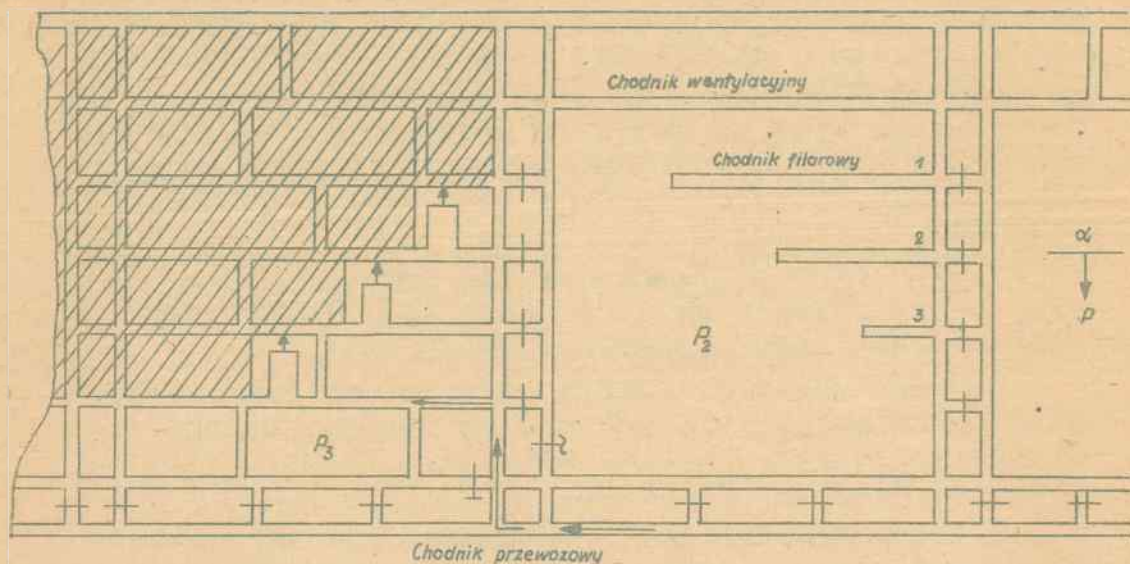
5. Śląski system wybierania grubych pokładów na zwał

System śląski wybierania pokładów grubych jest systemem filarowo-zabierkowym, podłużnym. Stosuje się do wybierania pokładów grubszych, powyżej 4 m aż do 9 m grubości. System śląski może być również stosowany do wybierania pokładów średnich, szczególnie wówczas, gdy nie można ich wybierać innymi sposobami. W tych wypadkach jednak koszty eksploatacji są wyższe niż przy grubych pokładach, gdyż system ten odpowiedni jest raczej do eksploatacji pokładów grubych.

Roboty przygotowawcze obejmują w systemie śląskim nie tylko główne roboty w postaci chodników piętrowych i pochylni, dzielących pokład na piętra i pola pochylniane, ale też roboty II rzędu, polegające na rozcięciu pól pochylnianych na filary za pomocą chodników filarowych.

Rysunek 101 przedstawia 3 pola pochylniane, z

których w polu P_1 są wykonane tylko roboty główne (chodniki piętrowe; przewozowy i wentylacyjny oraz pochylnie), w polu P_2 są rozpoczęte roboty II rzędu, a więc chodniki filarowe 1, 2, 3; pole, P_3 wybierane już jest za pomocą zabierek.



Rys. 101. System filarowo-zabierkowy na zawał (śląski)

W systemie śląskim ilość robót przygotowawczych jest w porównaniu z systemami ubierkowymi znacznie większa.

Wybieranie filarów przy eksploatacji z zawałem następuje w kolejności takiej, że naipierw wybiera się filary górne, tak że każdy wyżej położony filar wyprzedza niższy o długość 2-3 zabierek (20 - 30 m) i linia frontu wybierania układa się w postaci linii przebiegającej przekątnie do linii rozciągłości.

Historia systemu śląskiego. System śląski, jak sama nazwa wskazuje, powstał i został rozwinięty przez górników polskiego na Śląsku. W początkach swych system śląski polegał na prowadzeniu szerokiech chodników o wymiarach 5 x 5 m, a nawet 6 x 6 m.

Prowadzenie chodników o tak dużych wymiarach i na całą grubość pokładu miało na celu osiągnięcie dużej wydajności. Szerokie i wysokie chodniki ulegały jednak często zawałom, szczególnie w miejscach

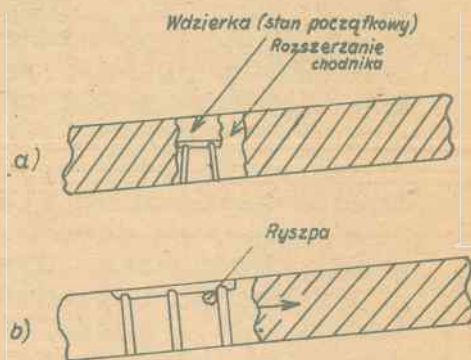
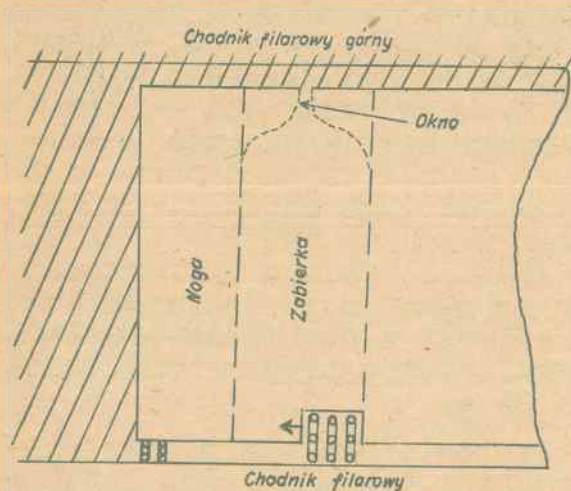
skrzyżowania się 2 chodników (chodnika i przecinki lub pochylni). Wobec tego zaczęto dla uniknięcia zawalów prowadzić chodniki od pochylni wąskim przekrojem, na długość 6 - 10 m, a następnie dopiero szerszym przodkiem. Odległość między chodnikami wynosiła 10 m. Filary między chodnikami były cienkie wobec czego występowały przy szerokich chodnikach trudności wybierania ich i duże straty węgla 30 - 40 %, a nawet 70 - 80 %. W pozostawionym w starych zrobach węgla powstawały pożary. Pożary te oraz trudności wybierania i straty węgla spowodowały zmianę poglądu na racjonalność prowadzenia zbyt szerokich chodników, a cienkich filarów. Zaczęto wobec tego chodniki prowadzić o mniejszych wymiarach 3 x 2 m, lub 2 x 2 m, przyjmując za zasadę, że wybierać należy zabierkami a nie chodnikami. Chodnik otrzymał funkcję wyrobiska służącego do połączenia zabierki z pochylnią w celu transportu i przewietrzania. Odstęp między chodnikami został zwiększony do 10 - 20 m.

Wybieranie filarów w systemie śląskim odbywa się wąskimi przodkami, o szerokości 5-6 m zwanych zabierkami. Od strony zawalu pozostawia się czasowo tzw. nogę węglową grubości 3 - 4 m. W miejscu, gdzie z chodnika ma być założona zabierka, rozpoczyna się na całej szerokości 5 - 6 m tzw. wdzierkę polegającą na spuszczeniu węgla znajdującego się nad budynkiem chodnika i obnażeniu stropu. Chodnik rozszerza się również do wymiarów 4 - 6 m. Pod stropem pokładu, w miejscu wdzierki, zapina się stropnice na trzech stojakach, idąc w kierunku nogi (rys. 102). Po ukończeniu wdzierki rozpoczyna się zabierkę i prowadzi jej przodek aż do przebiccia z górnym chodnikiem przez tzw. okno. Następnie przenosi się urabianie węgla na nogę (rys. 81). Stare zroby odgródzone są tzw. organami (rzędami stojaków stawianych w odległościach 0,3 - 0,5 m od siebie). Wybieranie czyste wszystkiego węgla z nogi, szczególnie w narożnikach, jest zwykle niemożliwe i część węgla pozostaje tam nie wybrana, co straty stanowi eksploatacyjne, dochodzące do 40 %, a często i więcej.

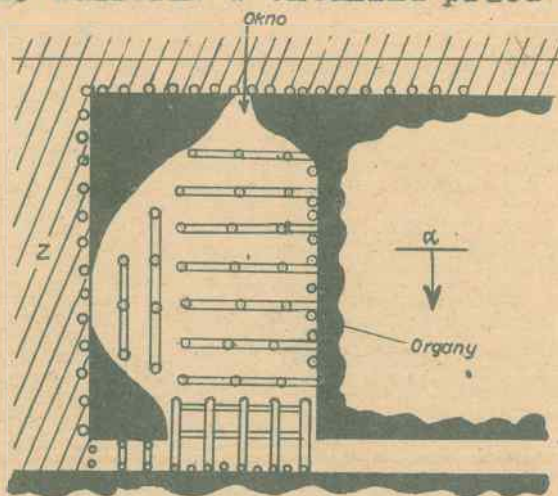
W czasie prowadzenia zabierki stawia się w niej od strony calizny organy (rys. 103). Po wybraniu zabierki przystępuje się do jej likwidacji przez zawalenie. W tym celu wyrabowuje się drewno wyciągając stojaki za pomocą kołowrotów i lin.

Nową zabierkę rozpoczyna się odstępując od poprzedniej o szerokość nogi.

Urabianie w zabierce odbywa się zwykle bez wrębu w grubych pokładach, a w średnich, w razie stosowania wrębu, zakłada się go w środku grubości pokładu i wykonuje za pomocą wrębierek udarowych. Urabia się materiałami wybuchowymi.



Rys. 102. Wdzierka w chodniku przed zabierką



Rys. 103. Zabierka na ukończeniu

Odstawa urobku może odbywać się przenośnikami, a przy małych upadkach ładuje się w zabierce urobek do wózków i w nich transportuje do pochylni. Na pochylni odbywa się przewóz za pomocą wału, lub tarczy hamulczej, albo kołowrotu powietrznego.

Przewietrzanie robót w systemie śląskim na zawał, a w szczególności zabierek, odbywa się przez dyfuzję aż do przebicia okna. Powietrze przeciska się przez stare zroby w kierunku górnego chodnika wentylacyjnego. Przewietrzanie w systemie śląskim jest trudne i stanowi jedną z ujemnych cech tego systemu. W celu poprawy wentylacji w zabierce stosuje się często przewietrzanie specjalne za pomocą lutni i wentylatorów.

Obudowa. Przy wdzierce może być budynek w postaci odrzwi, stawianych prostopadle lub równolegle do osi chodnika. Stropnice długości 4 m stawia się na 3 lub 4 stojakach. Dla umożliwienia rozpoczęcia zabierki podtrzymuje się stropnice wdzierkowe podciąganiem wspartym na stojakach przy wejściu do zabierki. W samej zabierce zakłada się stropnice równoległe do przodku aż do przebicia okna. Przy urabianiu węgla w nodze zapina się stropnice równoległe do osi zabierki. Dla zabezpieczenia piętra w miejscach, gdzie nie można stawiać normalnego budynku, zapina się tzw. krzyże.

Przed rozpoczęciem wdzierki wzmacnia się budynek w chodniku dodatkowymi odrzwiami przed wejściem z chodnika do zabierki. Po ukończeniu wybierania zabierki stawia się w gardle nowej zabierki organy i zawarcie, dla niedopuszczenia do przedostania się do chodnika skał podczas zawałania likwidowanej zabierki.

Obsada zabierki. W pokładach średnich obsada wynosi zwykle 2 górników i 2 ładowaczy, w pokładach grubych 2 górników, 3 ładowaczy. Ilość wydobywania zmienia się z jednej zabierki 40 - 60 ton. Systemy zabierkowe dały w r. 1948 blisko połowę produkcji polskiego przemysłu węglowego. W miarę rozbudowy urządzeń podszedzkowych i w miarę mechanizacji, urabiania i odstawy ilość wydobywania z systemów ubierkowych wzrasta z roku na rok, a szczególnie z systemów ścianowych.

Wybieranie grubych pokładów na zawał sposobem śląskim, zastępuje się wybieraniem warstwami z podszadzką płynną.

Wady i zalety systemu śląskiego. Do wad systemu śląskiego należy zaliczyć:

1) system filarowo-zabierkowy wymaga dużej ilości robót przygotowawczych, a więc jest kosztowniejszy. Każda tona węgla z chodnika jest droższa aniżeli z zabierki, a utrzymanie chodników wymaga ponadto również dodatkowych kosztów,

2) przewietrzanie jest gorsze w zabierkach,

3) duże straty węgla w nogach zabierek, straty te są tym dotkliwsze, że odnoszą się do zasobów przygotowanych,

4) większe możliwości powstawania pożarów na skutek nieczystego wybierania,

5) dekoncentracja robót, a przez to większa ilość punktów o małym wydobyciu i mniejszym wykorzystaniu maszyn i urządzeń,

6) rozcinanie pola na filary za pomocą chodników może być przyczyną tupań.

Z zalet systemu śląskiego filarowo-zabierkowego można wymienić następujące:

1) większa pewność otrzymania produkcji w razie przeszkód na jednym z przodków,

2) mniejsze zmasowanie załogi, a więc w razie ciśnienia górotworu mniej ludzi narażonych jest na niebezpieczeństwo,

3) w wypadku zaistnienia małych uskoków, czy zaburzeń w załęganiu pokładu łatwiej można zastosować wąskie przodki zabierkowe niż długie ścianowe. Nadają się więc do słabego stropu jak i każdej grubości pokładu.

System śląski w swej klasycznej formie jest systemem filarowo-zabierkowym podłużnym. W praktyce stosowany jest również system filarowo-zabierkowy poprzeczny.

6. System filarowo-zabierkowy poprzeczny z zawalem (rys. 104)

W systemie filarowo-zabierkowym poprzecznym z zawalem zamiast poziomych chodników filarowych, zgodnych z kierunkiem rozciągłości, prowadzi się podział pola pochylnianego na filary dowierzchniami, czyli krótkimi pochylniami zgodnymi z kierunkiem nachylenia pokładu.

Wybieranie filarów rozpoczyna się od górnego chodnika piętrowego czy rozdzielczego i prowadzi w kierunku dolnego. Zabierki rozpoczyna się z dowierzchni i prowadzi do przebiccia do dowierzchni drugiej. Między zabierkami pozostawia się tymczasowo nogę, którą wybiera się na samym końcu.

Zaletą tego systemu jest większa zdolność przewozu pochyłego w kilku dowierzchniach niż w jednej pochylni obsługującej szereg filarów.

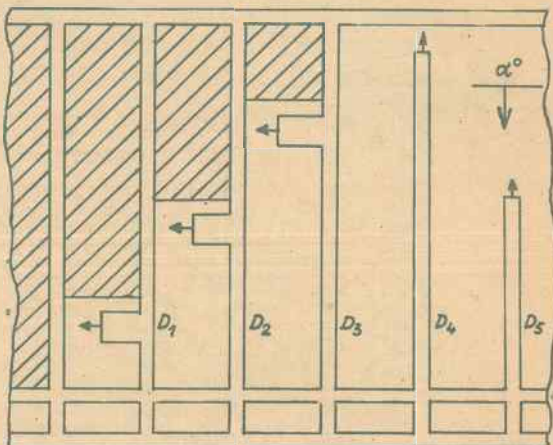
7. Systemy wybierania warstwami

W pokładach grubszych od 5 - 7 m system ślaski na zawał nie nadaje się. Praca na drabinach jest trudna, drewno na stojaki jest zbyt długie, ciężkie i trudny jest jego transport, szczególnie przy skręcaniu z pochylni do chodników i z chodników do zabierek.

Praca przy budynku o wysokości ponad 7 m jest trudna i niebezpieczna. Zapinanie stropnic na tej wysokości jest uciążliwe jak również stawianie tak długich stojaków. Wobec tego wybiera się pokłady o grubości ponad 7 m z podziałem pokładu na warstwy równoległe do uławicenia lub warstwy w poprzek uławicenia, przeważnie poziome.

W górnictwie polskim wybiera się warstwy na podszatkę płynną, wobec czego kolejność wybierania jest następująca: najpierw wybiera się warstwę dolną (przyspągową), a następnie kolejno warstwy wyżej leżące. W każdej warstwie muszą być przeprowadzone odpowiednie roboty przygotowawcze. Z uwagi na koszty robót przygotowawczych dąży się do ich zmniejszenia a to przez takie założenie wyrobisk (szczególnie pochylni), aby mogły być wykorzystane do wybierania więcej niż jednej warstwy.

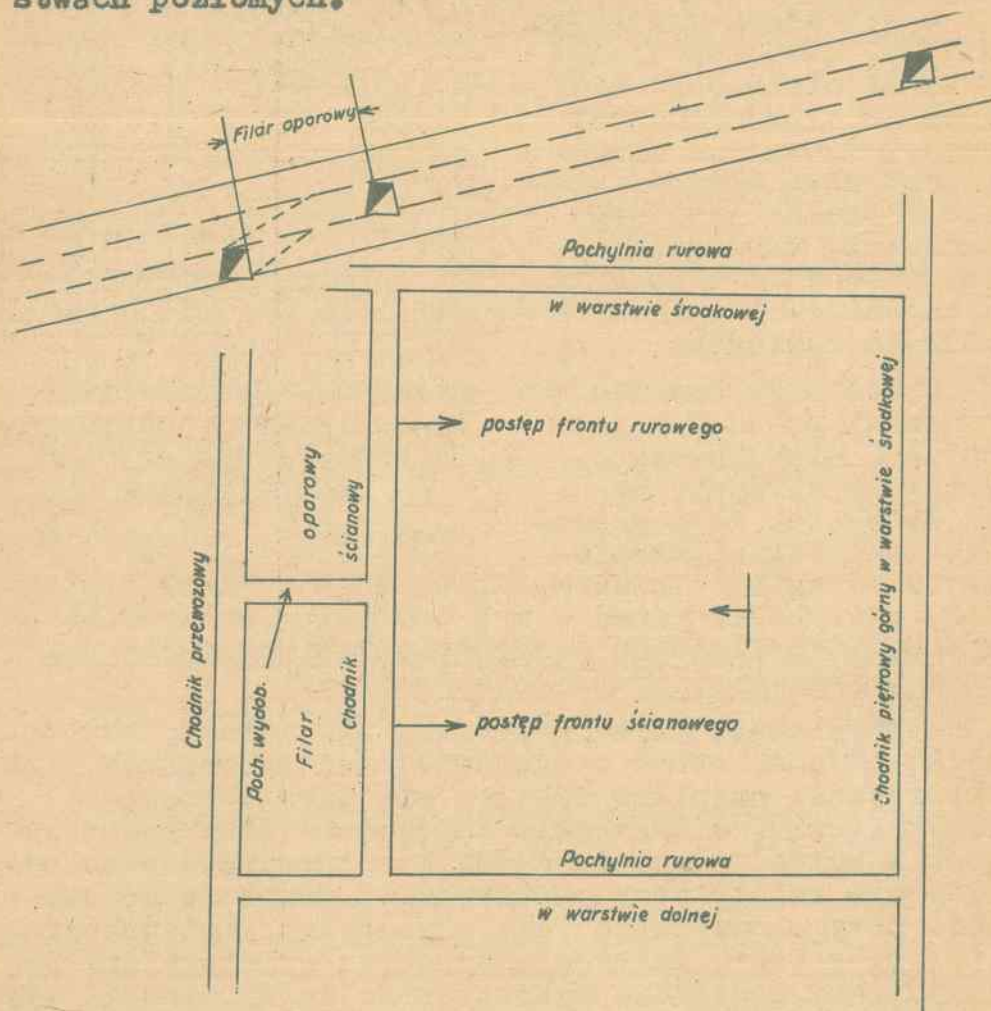
Urabianie w warstwach wyższych jest ułatwione, gdyż można wykonać wręb przez wymycie piasku lub usunięcie go spod warstwy na pewną głębokość. Przy dwóch płaszczyznach odsłoniętych urabianie jest łatwiejsze oraz uzyskuje się grubsze sortymenty węgla. Więcej pracy wymaga w warstwach wyższych obudowa przez stosowanie podkładek oraz budowa tam podszatkowych,



Rys. 104. System filarowo-zabierkowy poprzeczny na zawał z wybieraniem jednostronnym

przy których musi być wykonana podłoga z desek do ścieku wody i zapobiegania podmyciu tam oraz unoszenia piasku z warstwy dolnej.

Podział na warstwy równoległe do uławicenia ma tę zaletę, że można grubość warstwy tak dobrać, by stropem warstwy była równa i mocna ława węglowa. Odstawa w warstwach pochyłych jest dogodniejsza niż w warstwach poziomych.



Rys. 105. Wybieranie warstwami równoległymi do uławicenia, systemem ścianowym poprzecznym z pod-sadzką płynną. Roboty przygotowawcze dla warstwy dolnej

a) Wybieranie pokładu warstwami równoległymi do uławicenia (rys. 105)

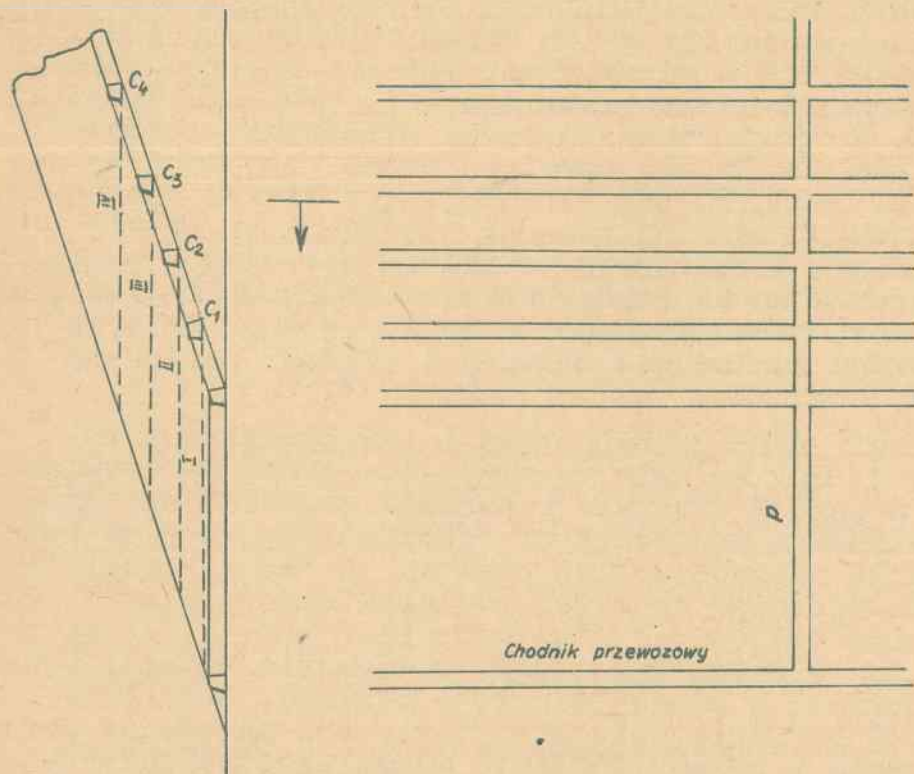
Przy wybieraniu warstwami równoległymi do uławicenia ważne jest założenie chodnika przewozowego dolnego w pokładzie. Chodnik dolny przewozowy może być przeprowadzony albo wspólny dla wybierania wszystkich warstw, albo też dla każdej warstwy osobny. W wypadku chodnika wspólnego do wybierania wszystkich warstw prowadzi się go po spągu pokładu i pozostawia się wzdłuż niego odpowiednio szeroki filar oporowy, który można dopiero zlikwidować po wybraniu wszystkich warstw. W drugim wypadku, przy stosowaniu osobnych chodników dla każdej warstwy, można rozpocząć wybieranie od chodnika bez pozostawienia filara oporowego (rys. 105). Częściej stosuje się pierwszy sposób z tymczasowym pozostawieniem filara oporowego, ponieważ pozwala on na lepsze utrzymanie chodnika niż przy podsadźce, która jest ściśliwa i powoduje ugięcie się stropu (osiadanie stropu) i większy nacisk na obudowę chodnika.

Jeżeli mamy gruby pokład i zdecydowaliśmy wybierać go np. na dwie warstwy równoległe do uławicenia i w każdej warstwie prowadzić eksploatację systemem ścianowym poprzecznym, wówczas rozpoczynamy przygotowanie naprzód dolnej warstwy, przez wykonanie w filarze oporowym krótkiej pochylni wydobywczej i chodników ścianowych oraz pochylni rurowych. Jedną z pochylni rurowych wykonujemy w warstwie dolnej, drugą natomiast w górnej warstwie pokładu. Pochylnia w górnej warstwie może służyć dla obu warstw do przewietrzania i przeprowadzenia rurociągów podsadzkowych. Po wybraniu dolnej warstwy zamula się pochylnię wydobywczą i pochylnię rurową w dolnej warstwie i następnie przystępuje się do wykonania z przewozowego chodnika pochylni wydobywczej w górnej warstwie oraz nowej pochylni rurowej jak również dwóch chodników ścianowych w warstwie górnej. Po przebicciu chodników do pochylni rurowych rozpoczyna się prowadzenie ścian w górnej warstwie na piasku warstwy dolnej w sposób analogiczny jak w warstwie dolnej.

b) Wybieranie warstwami poziomymi. System wybierania warstwami poziomymi stosowany jest rzadziej niż warstwami równoległymi do uławicenia. Podobnie jak poprzednio muszą być roboty przygotowawcze prowadzone w każdej warstwie. Zwykle wystarcza w każdej war-

stwie jeden chodnik warstwowy. Chodniki warstwowe prowadzone są ze wspólnej pochylni (rys.106). Grubość warstwy - 3 - 4 m, rzadziej 5 m.

Pochylnie i chodniki warstwowe mogą być prowadzone po spągu pokładu, w jego środku lub pod stropem.



Rys. 106. Chodniki w warstwach poziomych
 I,II,III,IV - warstwy poziome,
 C₁-C₄- chodniki warstwowe prowadzone
 po spągu pokładu,
 P - pochylnia.

Najczęściej prowadzi się te wyrobiska po spągu pokładu.

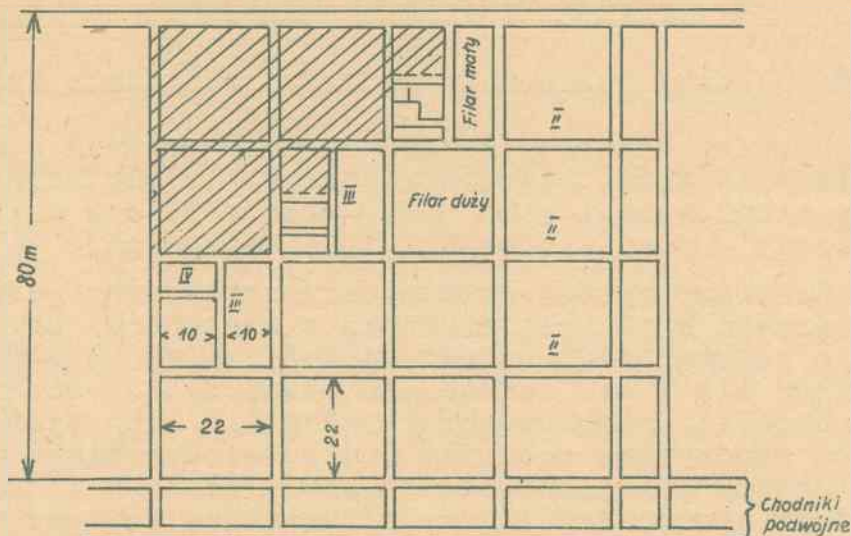
Oprócz chodników warstwowych mogą być prowadzone chodniki drugorzędne poziome, dzielące warstwę na filary, jeśli wybierać się ma warstwy np. systemem filarowo-zabierkowym.

Chodniki warstwowe w środku pokładu wykonuje się w pokładach b. grubych, gdy odległość pozioma między spągiem pokładu, a jego stropem jest duża.

W każdej warstwie występują tzw. zera, czyli kliny węgla przy stropie i spągu pokładu. Kliny te wбира się przeważnie z sąsiednich warstw.

8. Systemy krótkich filarów w pokładach węgla brunatnego (rys. 107)

Przy wybieraniu węgla kamiennego systemem zabierkowym pole międzypochylniane (eksploatacyjne) podzielone jest chodnikami filarowymi na filary. Długość



Rys. 107. System krótkich filarów

tych chodników, a zarazem i filarów wynosi 80 - 120 m; filary takie noszą nazwę filarów długich.

Od tych odróżniamy tzw. filary krótkie o mniejszej długości chodników filarowych. System wybierania krótkimi filarami różni się od systemu normalnego filarowo-zabierkowego mniejszą długością filarów, znaczną ilością chodników tworzących filary, jak również tym, że wybieranie odbywa się wąskimi przodkami o szerokości nie przekraczającej często 2 m.

Systemem krótkich filarów wybiera się pokłady węgla brunatnego. Strop pokładu jest tu zwykle bardzo słaby i nie pozwala na wybieranie go przodkami szerokości normalnej zabierki 5 - 6 m, lecz tylko wąskimi przodkami (do 2 m szerokości).

Przygotowanie pola odbywa się systemem podwójnych chodników, prowadzonych po rozciągłości w odstępie co najmniej 80 m. Pole eksploatacyjne o wymiarach 80 x 80 m podzielone zostaje chodnikami na filary duże o wymiarach 22 x 22 m. Filary duże dzielone są chodnikami (III rzędu) na filary małe (10 x 22 m). Filary zaś małe dzieli się dalej chodnikami (IV rzędu) na pasy (4 - 10 m), które następnie wybiera się, wykonując chodnik, z którego wybiera się wąskimi przodkami nogę.

F. Systemy wybierania złóż soli i rud

1. Systemy wybierania komorowe w złożach solnych

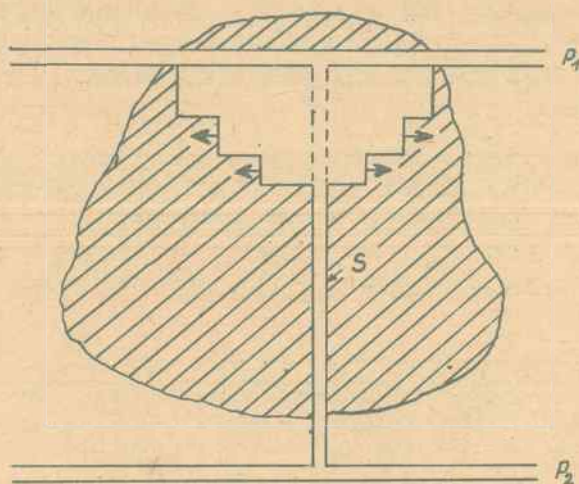
Systemy komorowe należą do najstarszych systemów wybierania złóż. Szersze zastosowanie znalazły one przy eksploatacji złóż soli, złóż rud, a w mniejszym zakresie - przy wybieraniu złóż węglowych.

Komorowy system eksploatacji stosowany jest przy wybieraniu brył soli zielonej w Wieliczce. Bryły takie o pojemności przekraczającej czasem 23 000 m³, wybiera się w ten sposób, że przeprowadza się najpierw dwa chodniki piętrowe oraz pochylnie lub szybiki łączące wspomniane chodniki piętrowe. Wyrobiska pochyłe lub szybiki pionowe wykonane w złożu i łączące chodnik piętrowy górny z dolnym służą do samoczynnego transportu urobku i noszą nazwę zsypanych.

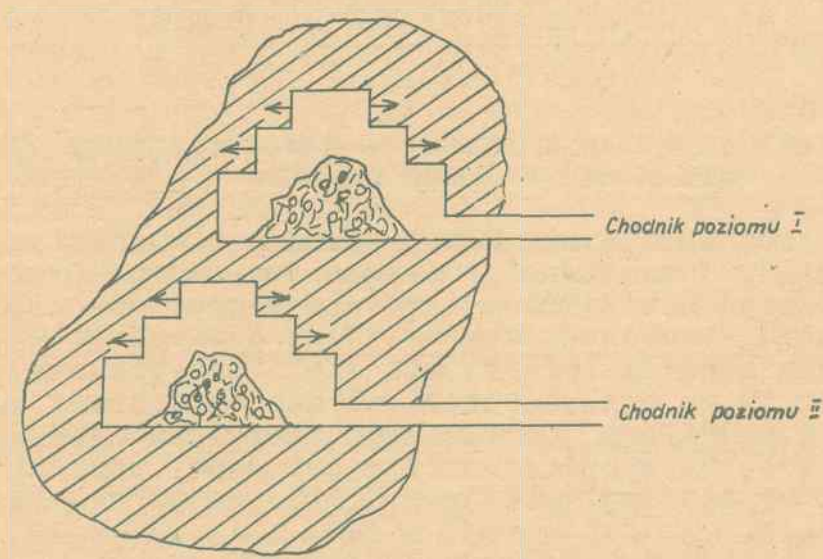
Jeżeli wybieranie rozpoczyna się od chodnika piętrowego górnego i przesuwa się w kierunku chodnika dolnego, przy czym kształt przodku w przekroju jest schodkowy, to system taki nazywa się systemem schodowo-spagowym (rys. 108). W miarę postępu wybierania powstaje komora. Dla ochrony komory przed wdarciami się do niej wody i w celu niedopuszczenia do załamania się warstw stropowych i przedostania się do urobku skały płonnej, pozostawia się cienką skorupę soli, odgradzącą skały płonne od komory.

Kierunek wybierania przy systemie spagowo-schodowym jest od stropu bryły solnej ku spagowi. Urobienie odbywa się w przodkach schodowych za pomocą materiałów wybuchowych. Odstrzelony urobek spada lub bywa zrzucony do szybika zsypanego. Szybik zsypany jest stale wypełniony urobkiem. W miarę wgłębiania się

przodku odpuszcza się część urobku z szybika do podstawionych pod nim wozów. Dolna część szybika zsypnego lub pochylni zsypnej zaopatrzona jest w klapę, którą można za pomocą dźwigni podnosić aby wpuszczać urobek.



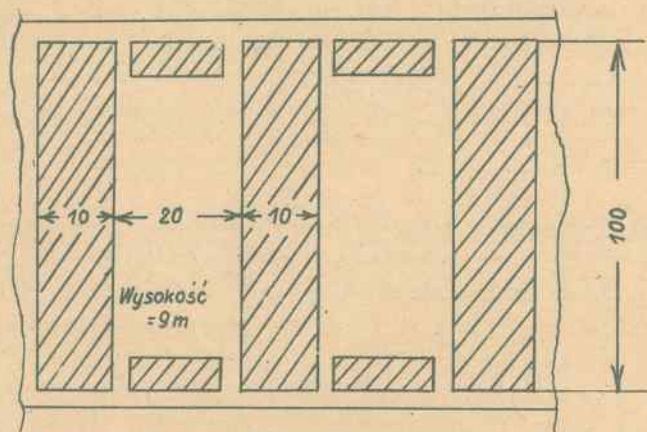
Rys. 108. System komorowy spągowo-schodowy
 S - szybik zsypny,
 P_1 , P_2 - chodniki podstawowe.



Rys. 109. System komorowy stropowo-schodowy

Do wybierania złóż solnych w postaci brył czy słupów stosować można drugi system tzw. schodowo-stropowy (rys. 109). Polega ten system na tym, że dzieli się bryłę za pomocą chodników na kilka warstw. Z chodnika każdej warstwy rozpoczyna się wybieranie komory od dolnego chodnika do górnego, czyli w kierunku stropu i stąd pochodzi nazwa systemu schodowo-stropowego, ze względu na kształt schodowy przodku posuwania się.

Między warstwami pozostawia się tzw. pólkę grubości 4 - 6 m. Przy urabianiu stoi górnik na urobku, wierci otwory i strzela. Urobek usuwa się z komory tylko w takiej ilości, by między calizną a warstwą urobku była dostatecznie wysoka przestrzeń robocza (2 - 2,5 m).

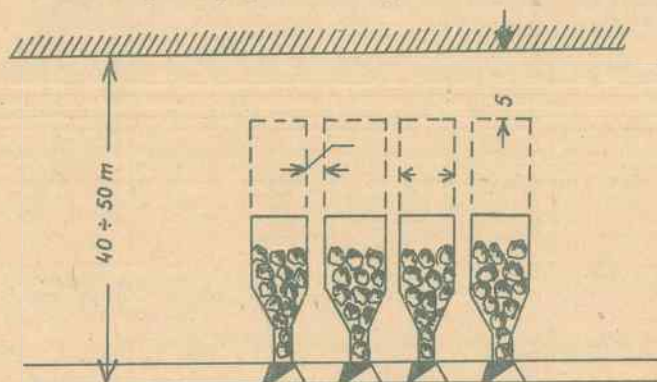


Rys. 110. System komorowy - stosowany przy wybieraniu złoża solnego warstwami poziomymi

Przy wybieraniu słupa solnego w kopalni w Wapnie (rys. 110) warstwami poziomymi systemem komorowym odległość chodników w warstwie wynosi 100 m (długość komory), szerokość komory 20 m, a wysokość 9 - 10 m. Między komorami pozostawia się filar oporowy o grubości 10 m. Grubość półki między poziomowej wynosi 4 - 6 m. Filary oporowe międzykomorowe wyznacza się tak, by wypadały ściśle nad sobą, tzn. filar oporowy niższej warstwy pod filarem warstwy wyżej leżącej.

2. Systemy komorowe w złożach rud

Systemy komorowe w złożach rud, stosowane są w złożach stromych znacznych grubości pod stropem z bardzo mocnych skał, jak np. granity, porfiry, gnejsy. Przykładem takich złóż i warunków zalegania, odpowiednich dla systemów wybierania komorowego, mogą być złoża rudy żelaznej w Szwecji. Złoża te wybiera się systemem komorowym (rys. 111) o szerokości komór 8 m.



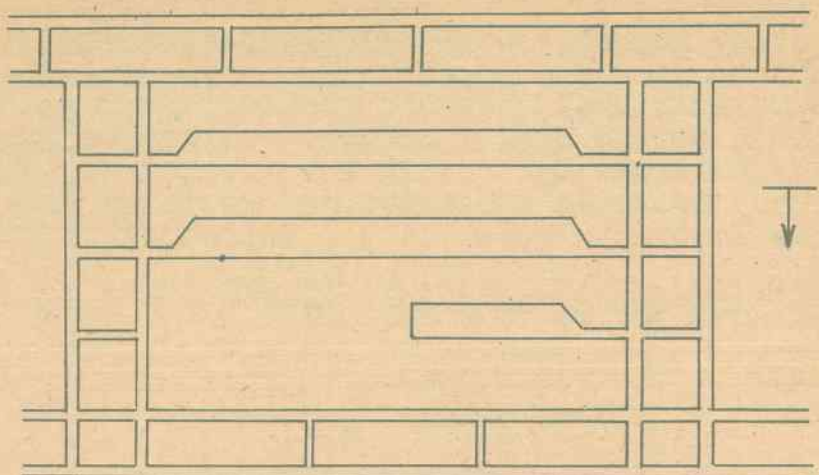
Rys. 111. System komorowy z magazynowaniem urobku

Miedzy komorami pozostawia się cienki filar (plot) 2 m grubości. Wysokość komór dochodzi do 40 m, a długość do 100 m. Komory wypełnione są urobkiem z pozostawieniem tylko między calizną a warstwą urobku przestrzeni roboczej o wysokości około 2 m. Urobek w miarę potrzeby spuszcza się szybkami (S7 na poziom wydobywczy. Po wybraniu komór spuszcza się z nich urobek i w tym czasie filary przedziałowe (2 m) załamują się jak również i warstwa rudy, pozostawiona w piętrze komór wskutek czego znaczna część rudy pozostawiona czasowo w filarach międzykomorowych zostaje wybrana tak, że straty eksploatacyjne minerału użytecznego są niewielkie.

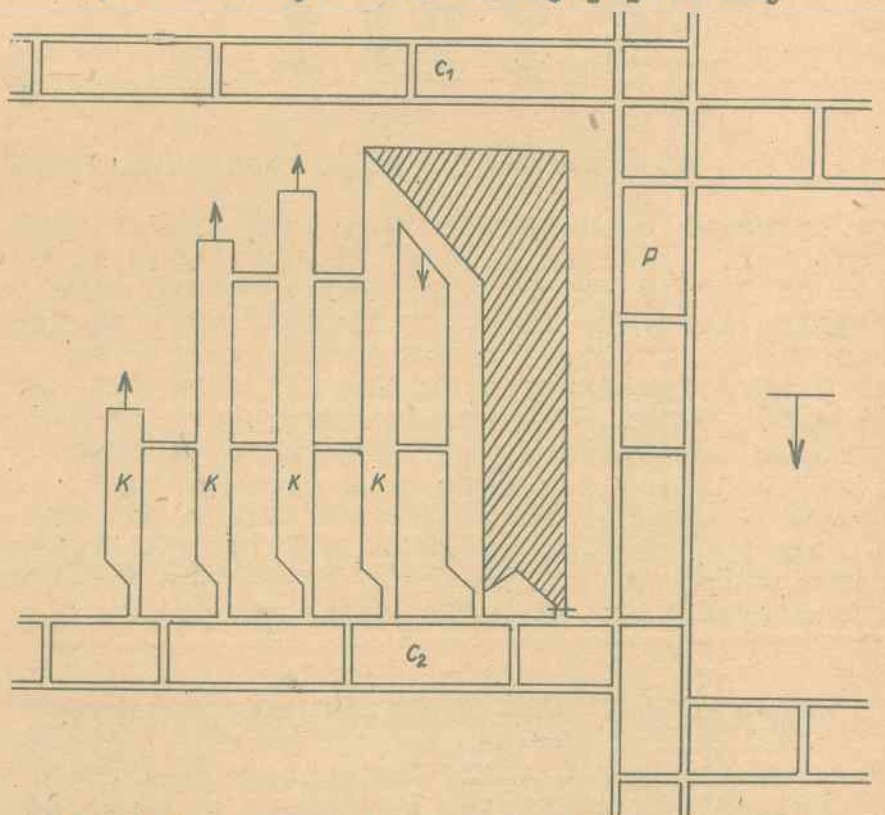
3. Systemy komorowe w górnictwie węglowym

Przy eksploatacji węgla kamiennego stosowane były w początkach górnictwa węglowego systemy komorowe, przejęte z górnictwa solnego.

W dawnych czasach stosowany był w Zagłębiu Węglowym Górnośląskim system komorowy poprzeczny



Rys. 112. System komorowy poprzeczny



Rys. 113. System komorowo-filarowy podłużny
 P - pochylnia główna,
 C₁, C₂ - chodniki rozdzielcze,
 K - komory.

(rys. 112). Z pochylni rozpoczynano komory wąską wcinką długości 10 m, wskutek czego powstawał wzdłuż pochylni filar oporowy. Po 10 m wcinkę rozszerzano do 6 m i równocześnie zwiększano wysokość wyrobiska na całą grubość pokładu (7-8 m). Między komorami pozostawiano filary oporowe grubości 10 m, które wybierane były następnie systemem zabierkowym. System tego rodzaju, w którym eksploatacja prowadzona jest za pomocą wyrobisk komorowych, które dzieliły pole na filary nazywa się systemem komorowo-filarowym.

Wskutek częstych pożarów zachodziła konieczność pozostawienia filarów oporowych wzdłuż pochylni do izolowania pól, po zamknięciu tamami wszelkich wyrobisk łączących się z polem pożarowym. System komorowo-filarowy stosowany jest w górnictwie amerykańskim przy wybieraniu pokładów o bardzo małym nachyleniu i grubości 1,0 - 2,5 m. Jest to system w odniedlenie podłużnej (rys. 113).

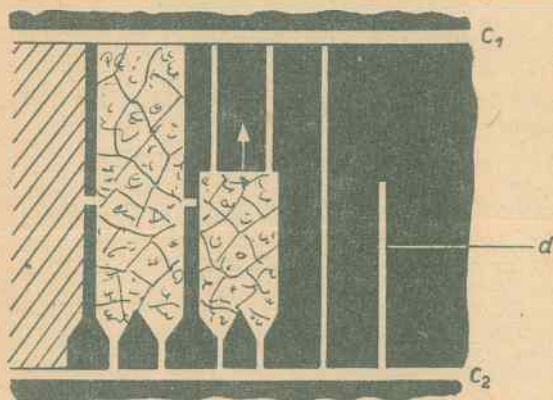
Z podwójnej pochylni głównej prowadzi się w odstępach 150 - 200 m podwójne chodniki rozdzielcze. Z chodnika rozdzielczego rozpoczyna się wcinki, które rozszerza się następnie do szerokości przodku komory 4 - 10 m. Między komorami pozostawia się filary szerokości 4 - 15 m. Filary te wybiera się po ukończeniu komory posuwając się od końca komory w kierunku dolnego chodnika. W każdym polu prowadzi się równocześnie kilka komór. W niektórych wypadkach nie udaje się wybrać filarów oporowych, stąd straty węgla wynoszą 40 - 50 %, a nawet i więcej.

4. Systemy komorowe z magazynowaniem węgla

Systemy komorowe z magazynowaniem węgla stosowane są rzadziej niż z magazynowaniem rudy, a to wskutek możliwości pożarów. W węglu stosuje się niekiedy systemy komorowe z magazynowaniem węgla przy eksploatacji pokładów grubych i stromych (rys. 114).

Komory wybiera się po wzniesieniu, pozostawiając w komorze urobek, który chwilowo spełnia rolę podsadźki. Jeżeli wybierany pokład jest gruby do 10 m, prowadzi się chodnik transportowy po spagu pokładu, przy większej grubości zakłada się dwa chodniki transportowe po spagu i pod stropem.

Roboty przygotowawcze polegają na przeprowadzeniu chodników transportowych oraz dowiezchni. Odstęp dowiezchni od siebie 4 m. Dowiezchnie prowadzone są w celu umożliwienia dojścia do komory oraz dla



wentylacji. Na każdą komorę przypadają dwie dowiezchnie. Szerokość komór 8-12 m, grubość nóg między nimi 3,0 - 3,5 m. Wiercenie otworów strzałowych odbywa się z dowiezchni.

W dolnej części komory wykonuje się lej-kowate rozszerzenie (ściany lejów nachylo-
ne są pod kątem 50-60°) dla wyładowania urobku.

Po wybraniu komo-
ry stawia się tamy we
wszystkich wyrobiskach
łączących się z komorą
i wypuszcza się z niej
urobek. Zwał komory

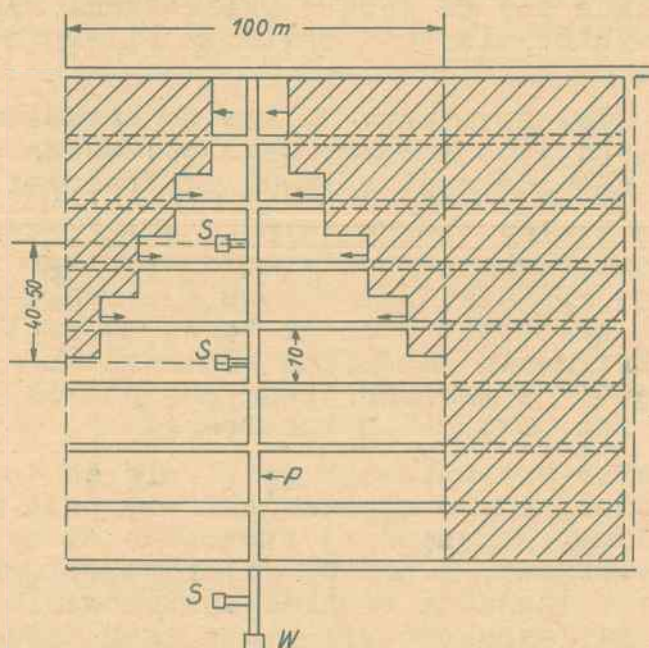
Rys. 114. System komorowy
z magazynowaniem węgla
d - dowiezchnia,
c, c₂ - chodniki (przewo-
zowy i wentylacyjny).

następuje albo zaraz po wypuszczeniu urobku, albo po upływie pewnego czasu, zależnie od własności skał stropowych. System komorowy z magazynowaniem węgla można stosować do wybierania pokładów 6-14 m grubych zalegających pod mocnymi skałami stropowymi. Nie należy stosować tego systemu w pokładach węgla skłonnych do samozapalenia się. System komorowy z magazynowaniem węgla daje dość duże straty węgla w nogach. Aby zmniejszyć straty, zaproponowano w ZSRR pewną jego odmianę, polegającą na zabetonowaniu dowiezchni. Po stwardnieniu betonu powstają filary betonowe, między którymi wybiera się węgiel na czysto.

5. Wybieranie złóż rudy żelaznej systemem wieloszybkowym (rys. 115)

W złożach rudnych o niewielkiej grubości zalegających pośród skał mniej zwiezłych i raczej plastycznych do wybierania ich stosuje się systemy ubierkowe z podsadzką suchą. W rejonach częstochowskim i radomskim prowadzona była eksploatacja ilastej

rudy żelaza (syderytowej) tzw. systemem wieloszybikowym. Grubość pokładu rudy wynosi 0,18 m - 0,35 m. Ruda zalega względnie płytko, na głębokości kilku do kilkudziesięciu metrów.



Rys. 115. Sposób wieloszybikowy eksploatacji rudy żelaznej

S - szybiki,
W - szybik wodny,
P - chodnik międzyszybikowy.

Sposób wieloszybikowy polega na zgłębieniu szeregu szybików w polu rudonośnym. Szybiki te zakładają się w odstępach 40-50 m wzdłuż linii upadu. Celem ułatwienia odwadniania rozpoczyna się zgłębianie od najgłębszego szybika, w którego kierunku sprowadza się wodę.

Odległość linii szybików od siebie (w kierunku rozciągłości pokładu) wynosi około 100 m. Każdy z szybików ma do wybrania część pokładu o powierzchni około $40 \times 40 \text{ m} = 1600 \text{ m}^2$. Szybiki (S) łączą się chodnikiem przewozowym (P). Urobek z pól szybikowych wyciągany był dawniej szybikiem w kubłach za pomocą kołowrotu ręcznego i liny.

Z chodnika zbiorczego (P) prowadzi się chodniki

po rozciągłości we wzajemnych odstępach co 10 m. Z każdego chodnika posuwa się przodek ubierkowy (5 m nad chodnikiem i 5 m poniżej chodnika) w kierunku od granic do szybika. Otrzymaną przy urabianiu skałę płonną zakłada się za sobą w przestrzeni wybranej, tak że system wybierania jest systemem filarowo-ubierkowym z podszadzką pełną.

System wieloszybikowy należy do sposobów obecnie przestarzałych i na miejsce jego wprowadza się obecnie system eksploatacji szybami centralnymi.

Szyb centralny obsługuje pole eksploatacyjne o większej powierzchni. Od szybu centralnego prowadzi się podwójne chodniki przewozowe o szerokości wystarczającej do założenia jednego toru. Ze względu na trudności w utrzymaniu chodników prowadzi się je raczej wąskie i częste w skałach płonnych, pośród których utrzymanie ich jest mniej kosztowne.

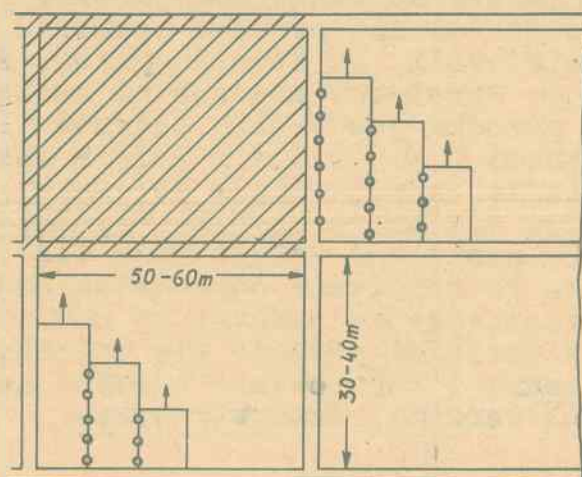
Z chodnika przewozowego pędzi się co 100 m pochylnie podwójne, po czym dzieli się pola na pola eksploatacyjne. Najczęściej stosowane są systemy wybierania ubierkowe, a z nich filarowo-ubierkowe. Systemy ścianowe znajdują również zastosowanie w tych wypadkach, gdy wysokość wyrobiska eksploatacyjnego jest dostateczna dla transportu urobku w wozach.

System wieloszybikowy ma tę zaletę, że w krótkim czasie (4 - 5 miesięcy) można rozpocząć eksploatację, jednak zasadnicze wady jak np. brak mechanizacji wyciągu w szybikach, trudną wentylację, ograniczoną i małą wydajność szybika. Szyby więc centralne, coraz częściej wprowadzane do górnictwa rudy żelaznej oraz innych kopalin użytecznych, które dotychczas były eksploatowane systemem wieloszybikowym (np. gliny ogniotrwałe - Opoczno), pozwolą na wprowadzenie mechanizacji tak wyciągu, jak i transportu podziemnego oraz urabiania i odwadniania.

6. System wybierania rud cynkowo-ołowiowych w rejonie G. Śląska

Rudy cynkowo-ołowiane zalegają w rejonie G. Śląska do głębokości około 100 m. Stropem warstw rudnych jest dolomit, spąg zaś tworzy wapień. Grubość warstw kruszconych wynosi do - 20 m, Upad warstw jest mały, zaleganie zaś nieregularne. Wybieranie prowadzone jest systemem zbierkowym na zawal (rys. 116).

Pole międzypochylniane rozcina się chodnikami poziomymi na filary o szerokości przy stropie mocnym 30 - 40 m i długości 50 - 60 m, a przy stropie słabszym - o wymiarach 15 x 20 m, a nawet 4 x 15 m.



Rys. 116. System zabierkowy bez nogi na zawał

Filary wybierane są zabierkami szerokimi 4 - 5 m bez nogi. Odgródzenie między zabierkami wykonuje się za pomocą organów. Przy dużej grubości dzieli się je na warstwy 2 - 4 m grube. Wybieranie warstw prowadzi się rozpoczynając od warstwy górnej. Pod stojakami obudowy umieszcza się legary, które służą za stropnice przy wybieraniu następnej niższej warstwy. Warunkiem możliwości rozpoczęcia wybierania warstwy dolnej jest zawalenie się skał stropowych w warstwie górnej.

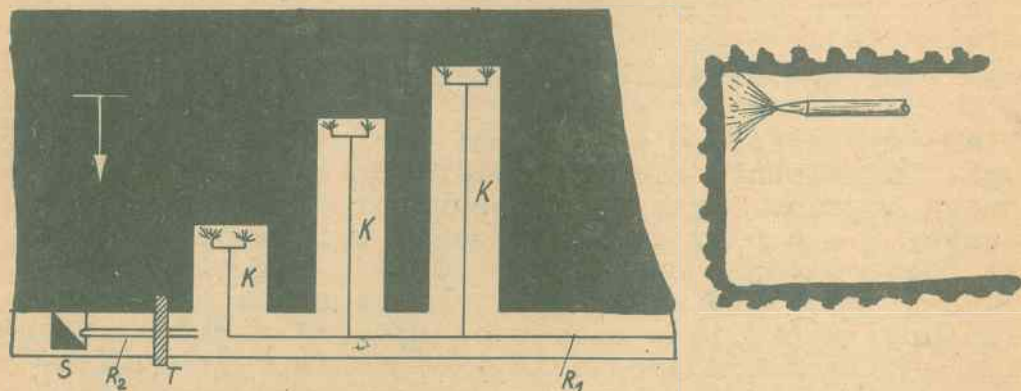
G. Inne metody eksploatacji złóż kopalin stałych

1. Mokre sposoby eksploatacji złóż solnych

W opisanych dotychczas sposobach eksploatacji złóż solnych urabianie kopaliny użytecznej odbywa się za pomocą materiałów wybuchowych, maszyn lub narzędzi służących do oddzielania części złoża od calizny na drodze mechanicznej. Sposoby tego rodzaju noszą nazwę sposobów suchych. Eksploatacja złóż solnych może być prowadzona również za pomocą metody

tw. mokrej, przy której wykorzystuje się właściwość soli do rozpuszczania się w wodzie.

Wyrobitska górnicze w złożu solnym wykonuje się metodą mokrą w ten sposób, że na przodek tego wyrobiska skierowuje się strumień wody z tzw. rozpylaczy. Woda spływając po ścianie przodku powoduje rozpuszczanie się w niej soli, po której spływa. W ten sposób warstewka po warstewce zostaje od calizny oddzielona i ściana przodku posuwa się naprzód. Postęp przodku na dobę wynosi 0,3 - 0,5 m. Wodę z rozpuszczoną solą, tzw. solankę, ujmuje się w zbiorniki, a następnie przeprowadza się przez szybiki wypełnione bryłami soli, w których następuje zwiększenie się zawartości soli w solance. Po dosoleniu odprowadza się solankę rurociągami przetłaczając pompami na powierzchnię do warzelni. W warzelni poddaje się solankę procesowi odczyszczczenia i odparowania otrzymując w końcowym stadium sól warzoną, tzw. warzonkę.

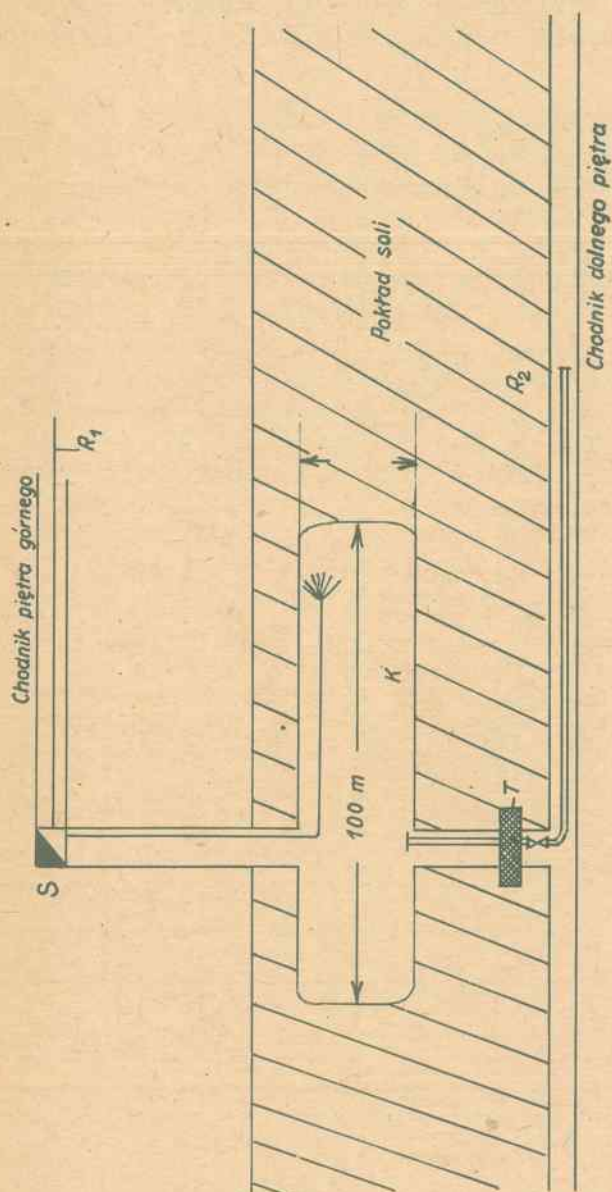


Rys. 117. Urabianie w komorach w soli sposobem natryskowym

- R_1 - rurociąg wody słodkiej,
- R_2 - rurociąg solankowy,
- N - rozpylacz (natryski),
- K - komory.

Sposób natryskowy prowadzenia wyrobisk w złożu solnym przedstawia rysunek 117. Urabianie w komorach odbywa się przez doprowadzenie do przodków komór wody słodkiej i natryskiwanie przodku za pomocą rozpylaczy. Spływającą solankę ujmuje się do rurociągu odprowadzającego do szybika celem dosolenia.

Oprócz sposobu natryskowego istnieje jeszcze spo-



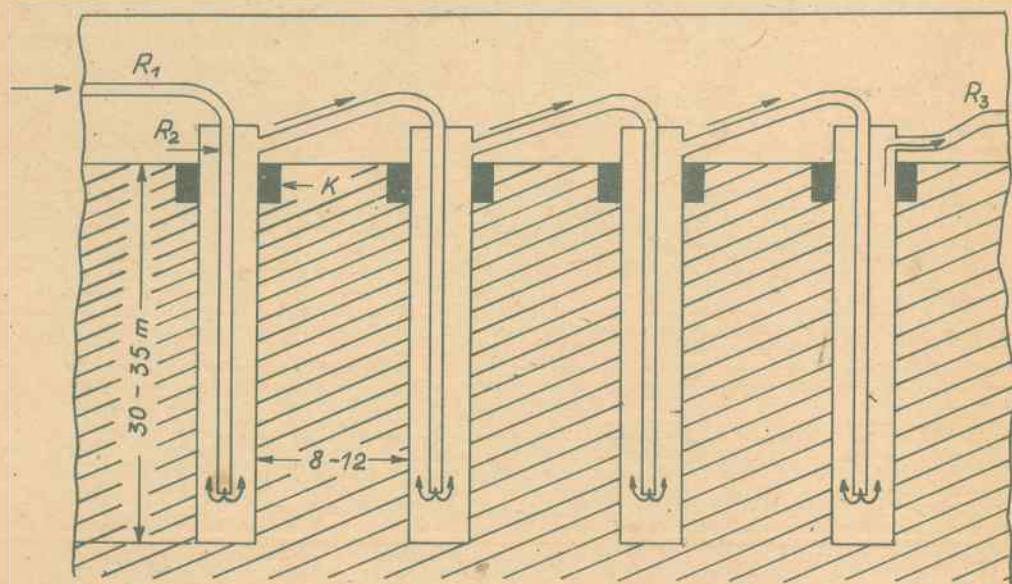
Rys. 118. Rugowanie komorowe

S - szybik między chodnikami piętrowymi,
R₁ - rurociąg doprowadzający wodę do komory,
K - komora ługowania,
T - korek betonowy,
R₂ - rurociąg odprowadzający solankę z komory.

sób ługowania, który może być albo komorowy, albo otworami wiertniczymi.

Metoda ługowania - komorowa przedstawiona jest na rysunku 118. Ługowanie komorowe stosuje się w pokładach o grubości większej od 6 m. Metodę ługowania komorowego przedstawić można w ogólnych zarysach następująco:

Z chodnika górnego prowadzi się szybik do chodnika dolnego. Wodę doprowadza się z górnego chodnika i z jej pomocą sposobem natryskowym rozpoczyna się od szybika wyrobisko komorowe o długości do 100 m, a wysokości 6 - 10 m. Szybik w dolnej części zaopatruje się w korek betonowy, przez który przeprowadzone są rury do odpływu solanki. Komorę wypełnia się słodką wodą, którą przetrzymuje się przez czas tak długi, jaki potrzebny jest do powstania solanki. Gdy solanka zawiera odpowiedni procent soli odpuszcza się ją z komory rurociągiem, a na jej miejsce wprowadza się nowo wodę słodką. Przez rozpuszczanie się soli pojemność komory wzrasta.



Rys. 119. Ługowanie za pomocą zespołu otworów wiertniczych

- R₁ - rura doprowadzająca wodę słodką,
- R₂ - " krótka zamykająca otwór (rura obsadowa),
- K - obsada betonowa rury R₂,
- R₃ - rura odprowadzająca solankę do zbiornika.

Lugowanie za pomocą otworów wiertniczych (rys. 119) prowadzić można w złożach nie udostępnionych, jak również przy eksploatacji podziemnej. Zasada tego sposobu jest odwiercenie 4 - 5 otworów wiertniczych, w odległościach 8 - 12 m od siebie. Głębokość otworów wynosi 30 - 35 m (wiercone są z wyrobisk podziemnych). Średnica otworów 65 mm. Do pierwszego otworu doprowadza się wodę rurą prawie do samego dna otworu. Woda wypływa z rury, a następnie płynie między ściankami otworu wiertniczego a rurą w kierunku ujścia otworu, który jest zamknięty rurą obsadową połączoną z rurą dopływową następnego otworu. Woda z pierwszego otworu przepływa do drugiego i dalej kolejno do następnych, ulegając nasyceniu solą. Zespół 4 otworowy posiada wydajność ok 100 m³ na dobę.

Ścianki między otworami wiertniczymi ulegają po jakimś czasie ścienieniu, a po dłuższym okresie lugowania tworzą się wokół otworów kawerny, które mogą łączyć się z kawernami sąsiednich otworów.

Przy eksploatacji złoża solnego sposobami mokrymi zanieczyszczenia soli w postaci ilów lub innych skał płonnych pozostają na dole jako nie rozpuszczające się w wodzie. Unika się przeto ich transportu. Oprócz tej zalety ma urabianie mokre drugą, a mianowicie tę, że nie narusza spójności ścian wyrobiska, jak się to dzieje przy urabianiu np. materiałami wybuchowymi. Wyrobiska mogą być wskutek tego utrzymane nawet bez obudowy przez czas dłuższy. Mokra metoda eksploatacji pozwala na eksploatację uboższych złóż soli, zawierających zanieczyszczenia ilami. Do wad eksploatacji złoża z mokrym urabianiem za pomocą wody, a szczególnie zespołami otworów wiertniczych - należy zaliczyć duże straty substancji złoża, ponieważ wytworzone kawerny ulegają zawaleniu się i proces rozpuszczania musi być przerwany.

H. Zjawiska występujące w górotworze na skutek drażnienia w nich wyrobisk

1. Strefa odprężona

W górotworze nienaruszonym robotami górniczymi panuje w warstwach skalnych stan napięcia, spowodowany ciśnieniem słupa skał nadległych nad daną warstwą.

Ciśnienie przypadające na jednostkę poziomej powierzchni równe jest ciężarowi słupa skał, co wyrazić można wzorem

$$-\sigma_z = \delta \cdot z \text{ t/m}^2 = 0,1 \delta \cdot z \text{ kg/cm}^2,$$

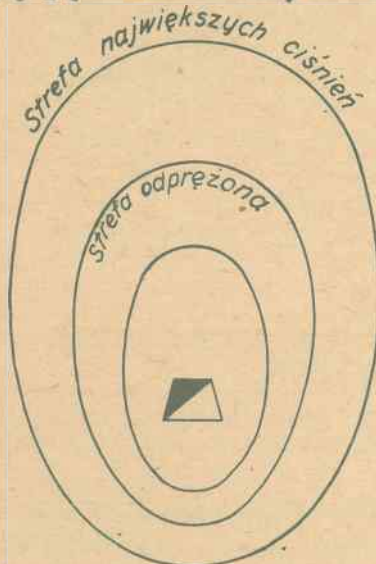
w którym poszczególne symbole oznaczają:

- σ - natężenie pionowe (znak minus określa natężenie ciskające),
- δ - ciężar właściwy skał w t/m^3 ,
- z - głębokość płaszczyzny obciążonej od powierzchni ziemi w metrach.

Pod wpływem tego pionowego ciśnienia powstają naprężenia poziome, jednakowe we wszystkich kierunkach jednej i tej samej płaszczyzny poziomej, wskutek czego skały nienaruszone znajdują się w pewnym stanie napięcia.

Po wydrążeniu w nich wyrobiska następuje zmiana stanu napięcia. Jeśli nad wyrobiskiem znajdują się skały luźne, sypkie, wówczas będą one dążyć do obsunięcia się i wypełnienia wyrobiska, jeśli zaś skały będą zwarte, wówczas nastąpi w sąsiedztwie wyrobiska wzrost naprężeń ściskających i rozciągających, które, jeśli przekroczą granicę wytrzymałości, powodują pękanie skał, tworzenie się w nich rys i szczelin.

Wynikiem tego jest rozprężanie się skał w kierunku wyrobiska i powstanie w otaczających wyrobisko skałach tzw. strefy odprężonej. Strefa odprężona powiększa się z biegiem czasu w kierunku od obwodu wyrobiska w głąb calizny. W przodku posuwającym się normalnie strefa odprężona sięga w głąb calizny 0,5 - 1,0 m, a przy zatrzymaniu przodku następuje przesunięcie strefy odprężonej 3 - 4 m w głąb calizny. Odprężenie skał otaczających wyrobisko jest największe w kierunku pionowym (rys. 120) mniejsze natomiast od strony ścian bocznych i spągu. Granica strefy odprężonej wokół wyrobiska

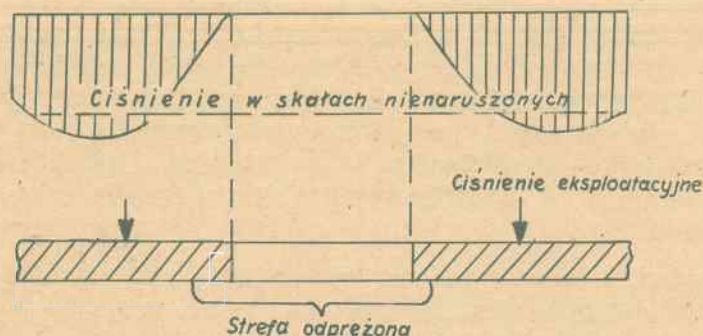


Rys. 120. Strefa odprężona

ma kształt rozszerzonej u góry i zwężonej od strony spągowej elipsy.

2. Ciśnienie eksploatacyjne

Po utworzeniu się strefy odprężonej występują poza nią zwiększone ciśnienia, które noszą nazwę ciśnienia eksploatacyjnego (rys. 121). Miejsce największego ciśnienia eksploatacyjnego znajduje się w od-



Rys. 121. Ciśnienie eksploatacyjne

ległości 4 – 8 m od ściany wyrobiska, a z biegiem czasu przesuwa się na odległość 1 – 10 m. Największe ciśnienia występują na granicy strefy plastycznej i sprężystej, występujących poza strefą odprężoną. W głębi calizny naprężenia sprężyste stopniowo maleją i stają się równe pierwotnemu ciśnieniu, jakie panuje w skałach nienaruszonych.

Celem wykorzystania ciśnienia eksploatacyjnego przy urabianiu należy stosować możliwie duży postęp przodku, gdyż w ten sposób strefa ciśnień znajduje się najbliżej przodku. Oprócz prędkości postępu przodku również ciągłość jego prowadzenia pozwala na wykorzystanie ciśnienia eksploatacyjnego. Przy zatrzymaniu bowiem przodku zasięg strefy odprężonej zwiększa się, a wskutek tego skała w tej strefie pozbawiona jest naprężeń i trudniejsza do urabiania. Węgiel w strefie odprężonej nosi nazwę martwego. Po wybraniu węgla martwego ze strefy odprężonej występuje strefa węgla znajdującego się pod ciśnieniem tzw. bujnego, którego urabianie jest łatwiejsze i wymaga mniejszej ilości materiałów wybuchowych.

Szybki i ciągły postęp przodku pozwala w pokładach średniej grubości na wykorzystanie ciśnienia eksploatacyjnego. W wyrobiskach eksploatacyjnych, w których następuje likwidacja przestrzeni wybranej za pomocą podsadzki, regulować można w pewnych granicach wielkości ciśnienia w przodku albo zwiększeniem odległości linii podsadzki od przodku bądź zmniejszeniem jej szczelności.

W wyrobiskach eksploatacyjnych, prowadzonych z zawaleniem stropu w przestrzeni wybranej, środkiem do regulowania ciśnienia w przodku jest utrzymywanie linii zawału na odpowiedniej odległości od przodku.

Przy większych odległościach linii zawału od przodku występują w przodku większe ciśnienia, które ułatwiają urabianie. Z chwilą załamania lub zawalenia się stropu nad przestrzenią wybraną następuje spadek ciśnienia w przodku, co pociąga za sobą trudniejsze urabianie i zwiększony rozchód materiałów wybuchowych.

Odnosnie do zjawisk występujących w skalach otaczających wyrobisko istnieją dwie teorie - sklepienia ciśnień i fali ciśnień.

3. Sklepienie ciśnień

Wokół wyrobiska na skutek występowania ciśnień naprzd na obwodzie przekroju wyrobiska powstaje sklepienie ciśnień, a z biegiem czasu, w miarę powstawania strefy odprężonej i przesuwania się jej w głąb calizny, i powstania zwiększonych poza nią ciśnień, które otaczają przekrój wyrobiska i tworzą niejako sklepienie naturalne. Poniżej tego sklepienia znajduje się strefa skał odprężonych, które - spękane, oddzielone rysami i szczelinami - mogą oddzielać się, odpadać, na skutek czego przekrój wyrobiska posiadającego zaraz po wydrążeniu kształt prostokątny zmienia się na sklepieniowy. Sklepienia ciśnień występują tak nad wyrobiskami chodnikowymi, jak i eksploatacyjnymi. W wyrobisku eksploatacyjnym, w którym wybieranie odbywa się z zawalem, następuje samopodsadzenie, przy czym, na skutek sięgania strefy odprężonej na znaczną wysokość, sklepienie ciśnień przesuwa się w głąb calizny dalej od przodku urabianego, gdzie następuje wobec tego po zawale w przestrzeni wybranej zmniejszenie ciśnienia. W wyro-

biskach eksploatacyjnych z posuwającą się za przodem linią podsadzki ciśnienie umiejscowione jest bliżej przodku i przy regularnym postępie podsadzki i przodku jest co do wielkości prawie jednakowe. Nie występuje więc jak w wypadku wybierania na zawał okresowe zmniejszenie się ciśnień.

4. Fala ciśnień

Fala ciśnień powstaje, gdy na warstwę sztywną, spoczywającą na podłożu sprężystym działa siła obciążenia, pod której wpływem nastąpi ugięcie się sztywnej warstwy. Na granicy warstwy sztywnej i sprężystej wystąpią przy ugięciu się ciśnienia i rozciągania, których wykres ciśnień przedstawia się w postaci linii falistej o pewnej długości fali i amplitudzie. Zależnie od sztywności warstwy sztywnej, długość fali będzie krótsza lub dłuższa. Przy długich falach, występujących w warstwach grubszych i bardziej sprężystych, naprężenia występujące na granicy warstwy i podłoża będą mniejsze i odwrotnie. Stąd wniosek, że w pokładzie węgla, nad którym strop jest z piaskowca (sztywna warstwa), naprężenia w pokładzie i ciśnienia eksploatacyjne będą mniejsze i rozłożą się na większej przestrzeni, natomiast przy stropie łupkowym będą ciśnienia większe i wobec tego łatwiejsze będzie urabianie. Na skutek zwiększonego ciśnienia w pokładzie pod stropem łupkowym odprężenie się węgla będzie szybsze, a więc by wykorzystać ciśnienie eksploatacyjne należy postęp przodku zwiększyć, nie dopuszczając przez to do wytworzenia strefy odprężonej i przesunięcia się jej w głąb calizny na większą odległość niż postęp dobowy przodku.

5. Wyciskanie spągu

Ciśnienia występujące po wykonaniu wyrobiska w jego ścianach powodują odkształcenia nie tylko w warstwie stropowej, ale również w spągu. Pod wpływem ciśnień spąg wyrobiska zostaje wgniatany do wyrobiska. Jeśli w spągu jest łupek, wyciskanie spągu jest większe niż w wypadku spągu z piaskowca. Wyciskanie spągu również ułatwia urabianie, gdyż powoduje otwieranie szczelin łupliwości i kruszenia się węgla. Pozostawienie filarów oporowych w pokładach powoduje

przenoszenie się ciśnienia na pokłady niżej leżące. Gdy grubość warstwy przedzielającej pokład wyeksploatowany z filarami pozostawionymi wzrasta, maleje amplituda fali ciśnienia, staje się ono mniejsze i rozkłada się coraz równomierniej na większej przestrzeni.

6. Tapania

Tapania są oznakami występujących w skałach naprężeń. Objawiają się one w postaci pękania skał, zawałania się wyrobisk, wyciskania spągu oraz towarzyszącego tym zjawiskom huku. Często występują przy tym wstrząsy ziemi. Tapania, jako zjawisko występujące nagle, niespodziewanie, są niebezpieczne dla załogi, a ponadto powodują zniszczenie i zawalenie wyrobisk. Tapania występują częściej w kopalniach głębokich, przy szybkim postępie przodku, oraz w wypadku grubszych pokładów węgla i pod stropem piaskowcowym. W grubych pokładach dąży się do unikania większych ciśnień w przodku, wobec czego wykorzystanie ciśnienia eksploatacyjnego wskazane jest dla pokładów do 2 m grubości.

Tapania występują przy załamaniu się warstwy piaskowca stropowego. Im trudniej załamuje się piaskowiec, tym rzadsze są tapania, ale ich siła jest większa.

Tapania są zjawiskami ciśnienia górotworu i występujących w nim zwiększonych naprężeń. Sposoby, które zalecone są do stosowania dla unikania lub zmniejszenia tapani, polegają zasadniczo na dążeniu do zmniejszenia naprężeń w pokładzie. Osiągnąć można odprężenie pokładu przez uprzednie wybranie innego pokładu zalegającego w odległości nie większej niż 50 - 60 m od pokładu tapiącego. Wybieranie pokładu zabezpieczającego powinno wyprzedzać co najmniej 30 m.

Przy pokładach grubych, wybranie warstwy górnej przystropowej w pierwszej kolejności jest sposobem zabezpieczającym przed tapaniami przy wybieraniu pokładu w dalszej kolejności od warstwy dolnej poczynając i z zastosowaniem podsadzki.

Oprócz stosowania wybierania pokładu czy warstwy zabezpieczającej zalecane jest dla zmniejszenia tapani zwolnienie tempa posuwania się przodku w pokładach leżących na głębokości powyżej 600 m.

Czyste wybieranie węgla, unikanie pozostawiania filarów nie wybranych są środkami skutecznymi w walce z tapaniami.

Korzystne do stosowania w pokładach tąpiących są systemy ścianowe o możliwie długim przodku. Zmniejszenie ilości chodników wpływa na zmniejszenie tapani, które w 90 % występują właśnie w wyrobiskach chodnikowych. Linia przodku ścianowego powinna tworzyć z częściami chodników kąty rozwarte. Podsadzanie przestrzeni wybranej podsadzką płynną powinno być jak najbliżej przodku. Również staranne wykonanie obudowy wyrobisk chodnikowych, szczególnie za pomocą łuków stalowych zabezpiecza przed skutkami tapani a przynajmniej zmniejsza ich następstwa.

IV. OBUDOWA WYROBISK PODZIEMNYCH

1. Cel obudowy i rodzaje

Wyrobiska górnicze podziemne są pod naciskiem skał otaczających i wobec tego ulegają w różnym stopniu i w różnym czasie deformacjom, polegającym na zmianie kształtu wyrobiska, wymiarów, a w ostatnim stadium zaciśnięciu lub zawaleniu. Dla utrzymania wyrobisk w wymiarach potrzebnych dla transportu podziemnego, przewietrzania itp. stosuje się obudowę wyrobisk.

Celem obudowy wyrobisk górniczych jest zabezpieczenie ich przed ruchami skał, a przede wszystkim przed odrywaniem się skał z piętra lub boków wyrobisk. Obudowa ma zasadniczo zadanie zabezpieczenia pracujących od wypadków na skutek oderwania się skały od calizny oraz zabezpieczenie wyrobiska od zaciśnięcia lub deformacji, która przeszkodziłaby wykorzystaniu wyrobiska w spełnianiu funkcji dla jakich zostało wykonane.

Wyrobiska w kopalni podziemnej mają różny czas trwania. Są wyrobiska krótkotrwałe, są również takie, które muszą być utrzymane długo, nawet kilkadziesiąt lat. Zależnie od czasu trwania wyrobiska obudowa może być tymczasowa lub stała. Obudowę tymczasową daje się w wyrobisku w chwili jego wykonywania, a jeśli czas trwania wyrobiska ma być dłuższy, wymienia się tę obudowę tymczasową na stałą, wykonaną przeważnie z materiałów trwalszych.

2. Obudowa wyrobisk chodnikowych

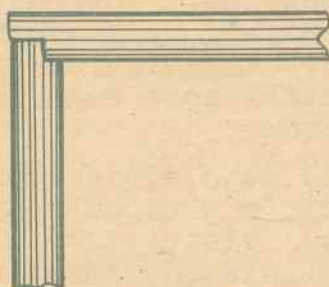
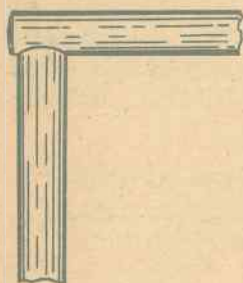
Obudowa chodników i pochylni służących do transportu, wentylacji, odwadniania może być wykonana z drewna, stali, cegły, betonu lub żelbetonu.

Obudowa drewniana

- Obudowa drewniana wykonana może być jako obudowa

tymczasowa, lub jako obudowa stała. Drewno kopalniane używane do obudowy jest przeważnie sosnowe, rzadziej używa się dębowego. Wadą drewna jest psucie się pod wpływem ciepłego i wilgotnego powietrza kopalnianego oraz grzybów drzewnych i kwaśnych wód kopalnianych. Dla przeciwdziałania szybkiemu psuciu się drewna, stosowanego do obudowy stałej chodników lub na podkłady kolejowe, poddaje się je impregnacji substancjami mineralnymi (np. chlorkiem żelaza). Substancje te zabijają drobnoustroje, grzyby i wypełniają pory drewna masą mineralną.

Typem najprostrzej obudowy chodnika jest podtrzymanie stropu samymi stojakami lub samymi stropnicami. Elementem obudowy drewnianej są tzw. odrzwia, składające się ze stropnicy i zwykle z dwóch stojaków. Na stropnicach dwóch sąsiadujących z sobą odrzwi układają się okładziny, zabezpieczające od opadania ze stropu kawałków skały. Gdy ściany boczne chodnika są słabe, spękane, opina się je również okładzinami, by nie dopuścić do opadania luźnych kawałków skały. Połączenie stropnicy i stojaka może być za pomocą wiązania polskiego, które polega na wycięciu w stojaku rowkowatego łożyska na stropnicę, albo za pomocą wiązania niemieckiego (rys. 122a,b). Odrzwia



Rys. 122a. Połączenie stropnicy i stojaka wiazanie polskie

Rys. 122b. Wiazanie niemieckie

obudowy mogą być zwykle złożone ze stropnicy i dwóch stojaków (słupów), lub tzw. pełne, w których zabudowana jest również spągownica. Odrzwia pełne, stanowiące ramę drewnianą zamkniętą, stosuje się w chodnikach, w których spąg jest wyciskany do góry. Do obudowy drewnianej używa się drewna okrągłego tzw. kopalniaków o średnicy 10-30 cm, o długości 0,5 -

- 6 m. Drewno do obudowy powinno być proste, bez sęków (na sękach bowiem pęka) i suche, gdyż jest wytrzymalsze, a również lżejsze, a więc dogodniejsze do wykonania odrzwi. Zaletą drewna i obudowy drewnianej jest trzeszczenie w razie zwiększającego się nacisku skał, co stanowi sygnał ostrzegawczy dla pracującej załogi o grożącym niebezpieczeństwie zawалу. Odległość między odrzwiami w chodniku zależy od zwięzłości i wytrzymałości skał. Przy skałach słabych, kruchych i większym ciśnieniu odległość między odrzwiami daje się małą, a nawet stawia się odrzwia jedno obok drugich. W chodniku w skałach mocniejszych, zwięzlejszych odstęp pomiędzy odrzwiami wynosi 1 m.

W pochylniach odrzwia powinny być nachylone odpowiednio do kąta nachylenia spągu, a więc słupy powinny być zabudowane w położeniu pośrednim między pionem a kierunkiem prostopadłym do spadku chodnika.

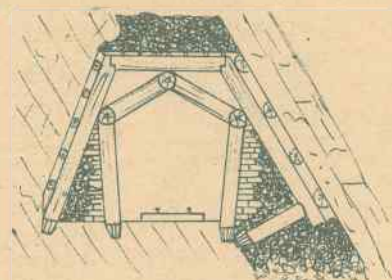
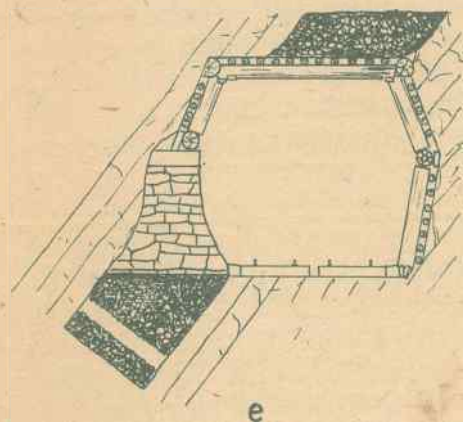
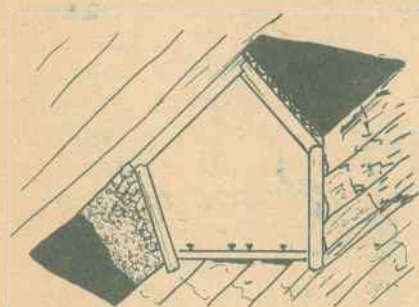
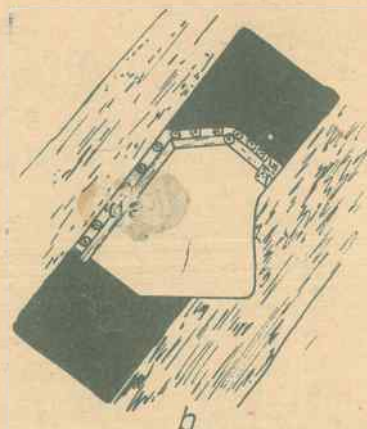
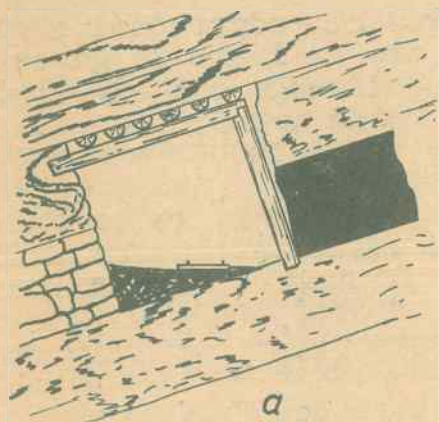
Działanie skał na budynek może występować w postaci ciśnienia pionowego (od stropu), przy którym stropnice są najbardziej obciążone i narażone na złamanie, dalej ciśnienia bocznego, przy którym najwięcej narażone są słupy na złamanie. Może również występować równocześnie ciśnienie i od stropu i od ścian bocznych chodnika. Przy wykonaniu obudowy należy ciśnienie skał przekazać obudowie w ten sposób, by miało ono charakter obciążenia równomiernie rozłożonego na części składowe odrzwi. W tym celu daje się okładziny nad stropnicami, czasem kliny od strony ścian bocznych chodnika. Pustki poza odrzwiami a skałami wyrobiska należy wypełnić:

Dla wzmocnienia odrzwi daje się między słupami rozpory, a w wypadku dużych ciśnień daje się drugą obudowę wieloboczną. Przykłady obudowy chodników przedstawiają rysunki 123a,b,c,d,e,f.

b) Obudowa żelazna

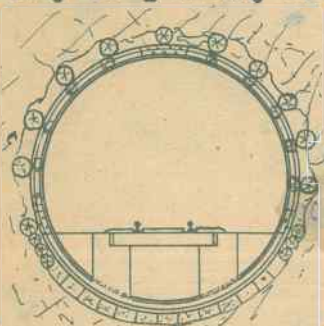
Stal jako materiał do obudowy wyrobisk w kopalniach polskich stosowana jest na ogół w mniejszym zakresie niż drewno. Stosowalność stali jest ograniczona z powodu wysokiej jej ceny. Wytrzymałość stali jest około 10 razy większa niż drewna, ale np. cena stropnicy żelaznej wypada około 8 razy wyższa niż stropnicy drewnianej. Wykonanie obudowy stalowej w chodnikach jest trudniejsze i kosztowniejsze. Obudowa stalowa nie daje znaków ostrzegawczych przed załamaniem się, jak to czyni obudowa drewniana. Zaletą obudowy stalowej

jest jej trwałość, a także to, że wymaga mniej miejsca niż obudowa np. murowana, pozwala więc na mniejsze wymiary wyrobiska.



Rys. 123 a,b,c,d,e,f. Obudowa chodników drewniana

Obudowę stalową w chodnikach można wykonać podobnie jak drewnianą z odrzwi, składających się ze stropnicy i stojaków. Stropnicę ze stojakiem łączy się za pomocą żelaza kąтового.

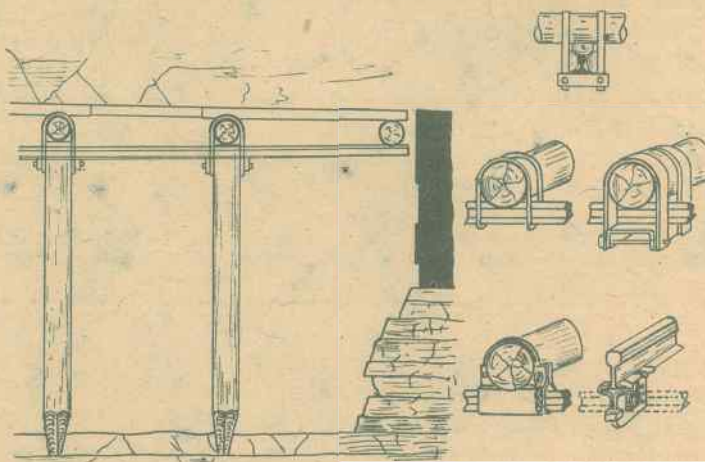


Rys. 124. Obudowa chodników stalowa

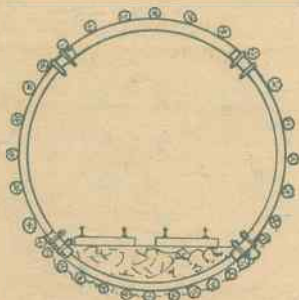
Dla zwiększenia odporności stropnicy wygina się ją lekko ku górze. Również i stojaki mogą być odpowiednio wygięte. Można wykonać odrzwia do chodnika w ten sposób, że stropnica i stojaki stanowią jedną całość składającą się z części, łączonych łubkami i śrubami (rys. 124),

Gdy spąg chodnika obudowywanego jest miękki, opiera się końce stojaków na podkładkach drewnianych.

Pewną elastyczność budynku żelaznego uzyskać można przez zaostrożenie końców stojaków, aby mogły być wcisnięte w spąg chodnika w miarę



Rys. 125. Obudowa chodników mieszana



Rys. 126. Obudowa chodników stalowa

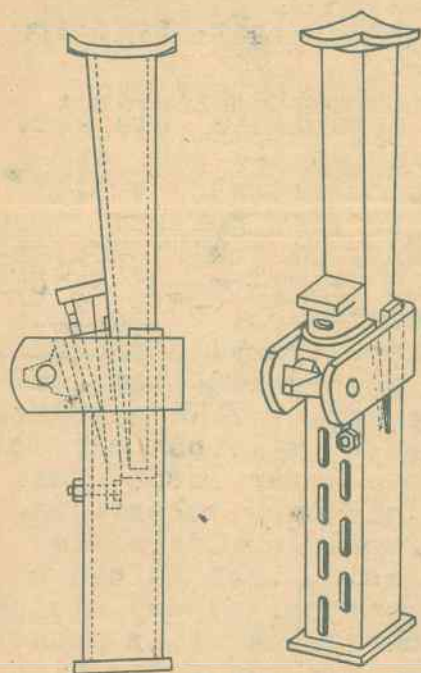
osiadania stropu i nacisku jego na obudowę (rys. 125). Jeżeli ciśnienia występują nie tylko od strony stropu ale i z boków chodnika i spągu stosuje się obudowę żelazną w kształcie koła składającą się z dwóch lub więcej części połączonych łubkami (rys. 126). Pomiedzy odrzwiami muszą być założone rozpory, aby odrzwia nie zostały skrócone lub wy-

wrócone. Zamiast kształtu kolistego używa się odrzwi w formie eliptycznej ze ściętą dolną częścią. Odrzwia takie składają się z 3 części połączonych łubkami z żelaza płaskiego. Między odrzwiami daje się również rozpory.

3. Obudowa stalowa w wyrobiskach eksploatacyjnych

Obudowa żelazna wyrobisk eksploatacyjnych, szczególnie ścian, polega na ustawieniu stojaków stalowych (stalaków). Stalak składa się z 2 części wysuwalnych, tak że można go dostosować w niewielkich granicach do różnych grubości pokładu oraz wyjąć, gdy już jest niepotrzebny. Stalaki wykonywane są z rur stalowych lub żelaza profilowego. Są one 25 razy droższe od stojaków drewnianych. W praktyce można zbudować stalak 100 i więcej razy. Stosowanie obudowy stalowej może odciążyć gospodarkę leśną od wielkich dostaw drewna kopalnianego. W ZSRR zapotrzebowanie kopalniaków wynosi ponad 10 milionów m³. Tak duże zapotrzebowanie obciąża gospodarkę leśną oraz transport kolejowy. Dla odciążenia tych gałęzi gospodarki narodowej wprowadzili kopalnie radzieckie obudowę stalową w szerokim zakresie, szczególnie w systemach eksploatacyjnych ścianowych. Typowy stalak używany w kopalniach radzieckich składa się z podstawy rurowej, wewnątrz której przesuwą się pod naciskiem rura teleskopowa górnej części. Długość stalaka wynosi 0,8 - 2,3 m. Zamek stalaka służący do zespolenia dwóch części jego w jedną całość składa się z 2 klinów pionowych i jednego poziomego (rys. 127). Przy omawianiu obudowy stalowej w przodkach eksploatacyjnych należy wspomnieć o stropnicach. Dotychczas stosowano obudowę mieszaną złożoną ze stalaków i stropnic drewnianych. Takie rozwiązanie nie daje jednak właściwego podparcia stropu, gdyż drewno, jako mniej wytrzymałe, zostaje zgniecione. Obecnie dąży się do stosowania na ścianach pełnometalowego budynku, w którym stojaki są stalowe, a stropnice z metali lekkich. W związku z mechanizacją pracy w przodku wybierkowym powstało zagadnienie, by w pobliżu samego ociosu ściany nie stawiać stojaków, aby przestrzeń ta była wolna dla maszyny do wrębiania, do ładowania itp. Dla podtrzymania stropu wysuwa się stropnice do samego ociosu węgla, a nawet umieszcza w gniazdkach o głębokości większej od wrę-

bu. Tak osadzone stropnice nazywa się stropnicami wyprzedzającymi. Obudowa za pomocą stalaków i stropnic wyprzedzających znajduje się w stadium prób. W ZSRR projektuje się również wprowadzenie tzw. obudowy osłaniającej ruchomej, którą można przesuwąć w ślad za posuwającą się ścianą. Obudowę stalową na ścianie przedstawia rysunek 128.



Rys. 127. Stalak

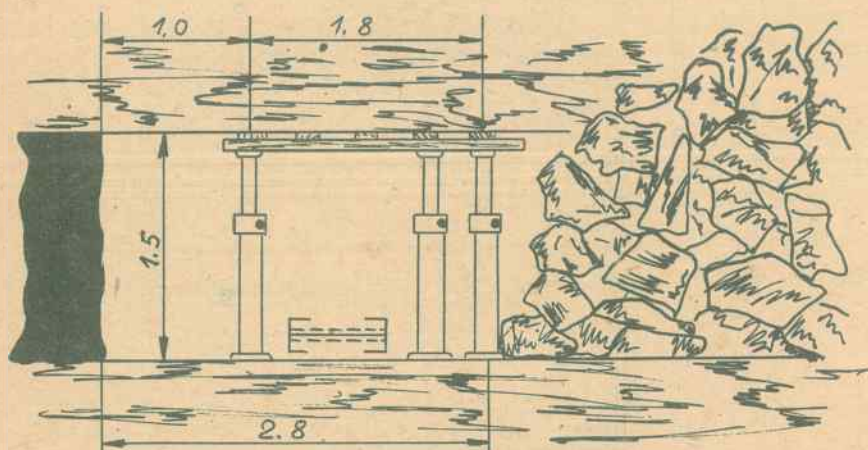
4. Obudowa murowa

Obudowa murowa stosowana jest w chodnikach, komorach oraz w szybach. Zaletą tej obudowy jest jej trwałość, chroni ona przed wietrzeniem ściany wyrobiska, a ze względu na gładkie ściany jest dogodną do przewietrzania (mniejsze opory), jest niepalna, ogniotrwała. Obudowę murową daje się wyrobiskom, które mają trwać dłuższy czas. Obudowę murową wykonuje się z cegieł. W kopalni używa się cegły dobrze wypalonej, która jest twarda i daje dobry dźwięk przy pocieraniu ręką, nie zabarwia ręki, na mrozie

zaś nie rozpada się, a wody pochłania 6-15 % po kilkudniowym moczeniu. Wytrzymałość cegły na ścisnienie wynosi 178 kg/cm². Odmianą cegły jest klinkier - jest to cegła w masie swej na wpół stopiona o wytrzymałości 200 kg/cm². Wymiary cegły wynoszą 25x12,5x6 cm. Na 1 m³ muru przyjmuje się 400 sztuk cegieł. Do wykonania obudowy murowej używa się w kopalni zaprawy cementowej. Głównym składnikiem tej zaprawy jest cement portlandzki. Działanie cementu polega na tym, że tlenki wapnia, krzemu i glinu przez pobranie wody tworzą glinokrzemiany wapnia, które po skrzepnięciu osiągają wysoką wytrzymałość. Odróżniamy cementy normalnie (wolno) i szybko wiążące. Większą wytrzymałość dają normalnie wiążące. Zaprawy cementowe mogą być tłuste: o składzie 1 część cementu x 1 część piasku i zwykle o składzie 1 część cementu, 3 części piasku.

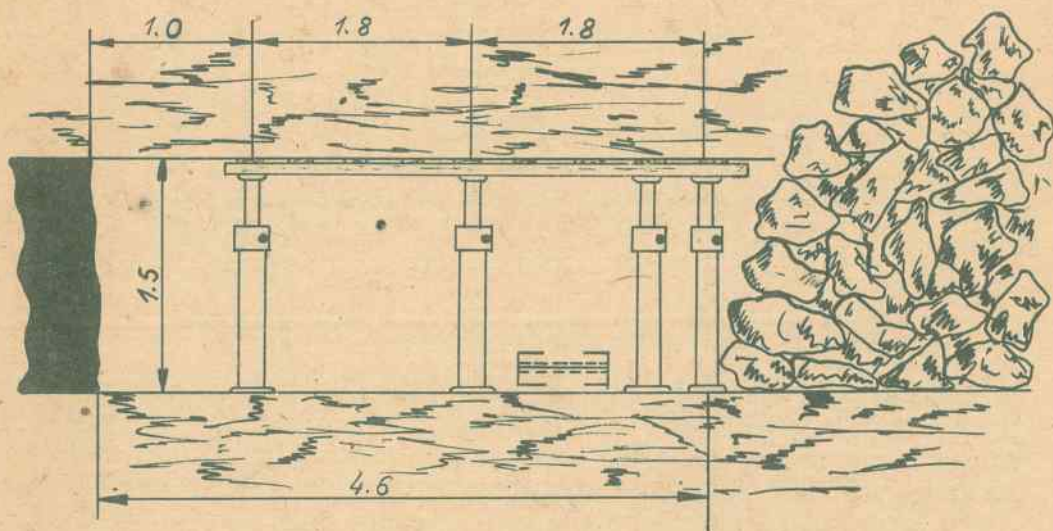
Po przekładce

1:50



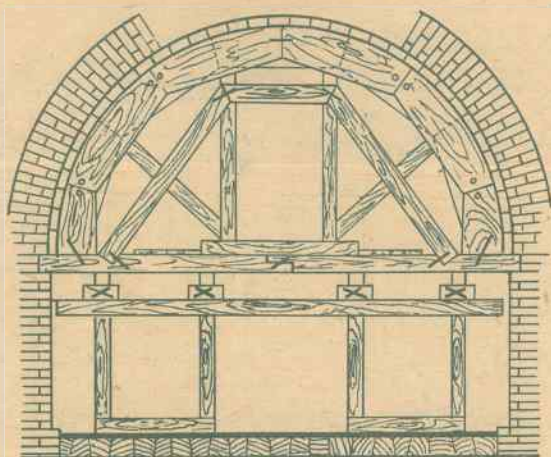
Przed przekładką

1:50

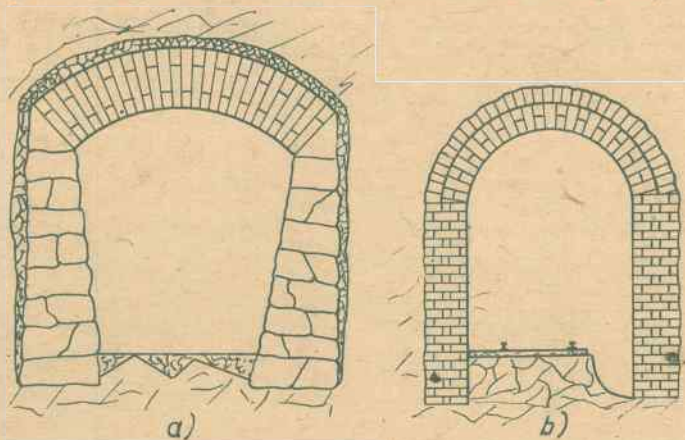


Rys. 128. System ścianowy z obudową żelazną

Obudowa murowa w chodniku składa się z murów oporowych i sklepienia. Mury oporowe zapuszcza się zwykle w spąg (30 - 40 cm). Grubość murów 1 1/2 cegły. Sklepienia półkoliste stosowane są rzadziej, częściej



Rys. 129. Obudowa chodników murowa



Rys. 130. Obudowa chodników murowa

natomiast - sklepienia spłaszczone z zatoczonym promieniem większym od rozpiętości chodnika. Przy znacznych ciśnieniach kształt obudowy murowej chodnika może być eliptyczny lub kołowy. Przykłady obudowy murowej przedstawiają rysunki 129 i 130 a, b.

5. Obudowa betonowa

Beton jest mieszaniną cementu portlandzkiego z piaskiem i tłuczonym kamieniem. Jako tłucznia używa się porfiru, granitu, piaskowca, wapienia.

Beton tłusty zawiera 1 część cementu, 1 część piasku i 2 części tłucznia. Beton średni zawiera 1 część cementu 2,5 części piasku, i 5 części tłucznia. Beton zwykły zawiera 1 część cementu, 3 części piasku, 6 części tłucznia.

Wytrzymałość betonu (1:2,5.3) wynosi 257 kg/cm^2 , a po 100 dniach od wykonania 294 kg/cm^2 . Wobec większej wytrzymałości betonu obudowa z niego wykonana może mieć mniejszą grubość murów i sklepienia.

W kopalniach wykonuje się często mury oporowe z betonu, natomiast do zabezpieczenia stropu używa się stropnic stalowych opartych na murach.

Ściany boczne chodników poddaje się często torkretowaniu. Boki chodnika obrzuca się mechanicznie cienką warstwą betonu (składającego się z cementu, piasku, lub drobnego żwiru). Jest to tzw. beton narzucany, miotany przy pomocy sprężonego powietrza. Warstwa betonu chroni skały od wietrzenia, a ponadto spełnia w pewnej mierze rolę obudowy, ponieważ chroni od obrywania się skał i boków zatorkretowanych.

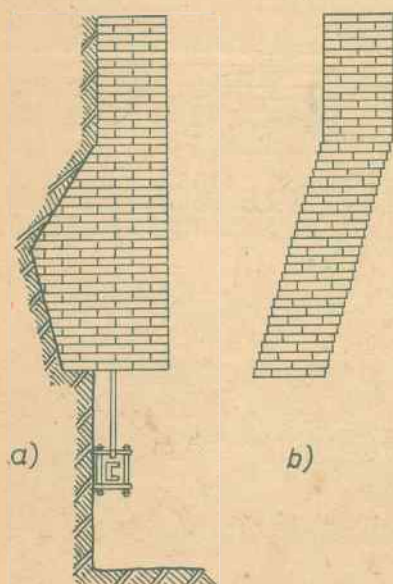
6. Obudowa żelbetowa

Beton ma nieznaczna wytrzymałość na ciągnięcie, prawie 10 razy mniejszą niż na ściskanie. Beton uzbrojony żelaznymi wkładkami, które mają na celu przejmowanie ciągnięcia, nazywa się żelbetonem lub krócej żelbetem. Wkładki są z żelaza okrągłego, które układa się w kraty. Do uzbrojenia używa się żelaza miękiego (nie stali). Średnica prętów 8 - 10 mm.

Przy dużym ciśnieniu wykonuje się niekiedy wyrobiska z obudową z betonitów przy czym kształt przekroju poprzecznego jest zwykle kolisty lub elipsowaty.

7. Obudowa stała szybów

Obudowa szybów może być zwykła, zabezpieczająca szyb od ruchu skał oraz wodonieprzenikliwa, mająca na celu zabezpieczenie ponadto szybu przed dopływem wody ze skał otaczających. Najczęściej stosowana jest obudowa murowa szybów. Pierwsze 5 - 10 m szybu od powierzchni obudowuje się od razu, przy czym grubość muru wynosi około 1 m. Skały przy powierzchni są przeważnie mało zwężłe, obudowa więc musi być silniejsza.



Ponadto górny odcinek szybu potrzebny jest jako fundament. Szyb zgłębia się odcinkami, których długość zależy od rodzaju skał i ich zwężłości (40 - 60 m). Odcinki prowadzi się do takiej długości, aby możliwe było posadowienie obudowy stałej na mocnej skale. Obudowę murową wykonuje się na zaprawie cementowej o grubości muru zwykle 0,5 m poza posadowieniem. Do odpływu wody z poza muru przeprowadza się w murze rurki, którymi odprowadza się wodę. Obudowę murową wykonuje się z pomostu wiszącego. Osadzanie odcinków obudowy murowej szybu wykonuje się za pomocą tzw. nóg szybowych (rys. 131 a, b).

Rys. 131. Rodzaje nóg obudowy murowej szybu

Zamiast obudowy murowej daje się również mur z betonu lub żelbetu. Grubość obudowy betonowej lub żelbetowej może być mniejsza w następującym stosunku:

	z muru	betonu	żelbetu
Grubość obudowy	65 cm	40 cm	26 cm
Średn. zew. szybu	6,8 m	6,3 m	6 m

Obudowa wodonieprzenikliwa, mająca na celu zamknięcie wody i niedopuszczenie jej do szybu ze skał otaczających, musi być wytrzymała na ciśnienie słupa wody. Wykonuje się więc obudowę wodoszczelną przy

większych głębokościach szybu jako żeliwną, stalową lub żelbetową, a przy niewielkich głębokościach - jako murowaną lub drewnianą. Obudowę murowaną wodonieprzenikliwą wykonuje się zwykle w postaci pierścieni o grubości 1 - 1,5 cegły. Między pierścieniami pozostawia się prześwity 5 - 7 cm, wypełniające je tłustym cementem. Obudowę murowaną wodonieprzenikliwą prowadzić można do głębokości 30 - 40 m. Najczęściej stosowana jest obudowa wodonieprzenikliwa za pomocą tubingów, opisana w części I, str. 150 - 153, rysunki: 181, 182, 183.

V. TRANSPORT PODZIEMNY W KOPALNI

1. Rodzaje transportu podziemnego

Urobek z wyrobisk eksploatacyjnych i z robót przygotowawczych jest transportowany na powierzchnię, w kierunku zaś odwrotnym dostarczane są potrzebne materiały i sprzęt (drewno, cegła, motory, pompy itp.). W kopalnianym transporcie podziemnym wyróżnić można trzy jego rodzaje, a mianowicie;

1) transport urobku z przodku do chodnika przewozowego, czyli tzw. odstawa,

2) transport w chodnikach po torach szynowych i w wózkach, czyli tzw. przewóz,

3) transport w szybach, czyli tzw. ciągnięcie szymbami.

Każdy z wymienionych rodzajów transportu wymaga na ogół swoistych urządzeń i maszyn, które w dalszej kolejności zależne są od warunków zalegania samego złoża, od grubości pokładów, od sposobu wybierania i przygotowania, jak również sposobu udostępnienia złoża.

2. Środki i urządzenia dla poszczególnych rodzajów transportu podziemnego

I. Odstawa może odbywać się:

A. bez przenośników za pomocą:

- 1) zsypni,
- 2) żłobów,
- 3) zsuwni śrubowych.

B. z przenośnikami

- 1) wstrząsanymi,
- 2) zgrzeblowymi,
- 3) taśmowymi,

4) ślimakowymi.

II. Przewóz może być:

A. ciągły

1) torowy,

a) lina bez końca,

b) wozy z łańcuchami bez końca,

c) kolejka linowa.

B. przerywany

1) beztorowy -

a) taczki,

b) wozy oponowe,

c) wozy gąsienicowe,

2) torowy -

a) wozy z kołowrotami,

b) wozy z tarczami hamulcowymi,

c) wozy z lokomotywami.

III. Ciągnienie

A. ciągle -

1) podnośniki pionowe,

2) podnośniki pochyłe,

B. przerywane -

1) kubły, klatki, skipy,

2) pomosty pochyłe-wozowe,

3) skipy na kółkach.

3. Odstawa urobku z przodku

Najprostszym sposobem odstawy urobku z przodku jest samoczynne zsypywanie się urobku po spągu w kierunku chodnika przewozowego. Tego rodzaju odstawa może być stosowana, jeśli upad pokładu jest dostatecznie wielki, od 25° - 90° . Przy wybieraniu stromych pokładów systemem schodowo-stropowym, w którym cały przodek ściany podzielony jest na odcinki 2 - 3 m długie przy stromych pokładach węglą długość odcin-

ków dochodzi do 20 a nawet i do 40 m urobek stacza się po spągu wzdłuż linii podsadzki suchej, ułożonej w tym celu staranniej i dochodzi do najniższego odcinka ściany, gdzie podstawiony jest wóz, do którego urobek wpada. Odstawa samoczynna nie wymaga specjalnych urządzeń ani maszyn poza ułożeniem podsadzki i położeniem ewentualnie desek, aby urobek nie wpadał do podsadzki.

Przy większym upadzie pokładu (ponad 25°) można stosować żłoby stałe (rynny nieruchome), w których urobek stacza się siłą własnego ciężaru.

Do urządzeń, w których przesuwanie się urobku następuje samoczynnie pod wpływem własnego ciężaru, należą zsuwnie śrubowe. Stosowane są najczęściej w szybkach, w których zamiast urządzeń klatkowych są zsuwnie służące do odstawy urobku z poziomu górnego eksploatacyjnego na poziom dolny wydobywczy. Zsuwnie śrubowe są to rynny ułożone śrubowo dookoła pionowego słupa (rys 132). Mogą one być otwarte, lub osłonięte (rys. 133), umieszczone wewnątrz osłony w postaci rury.

Przeważnie jednak odstawa prymitywna nie nadaje się i stosowane być muszą urządzenia specjalne do odstawy urobku w postaci tzw. przenośników ruchomych.

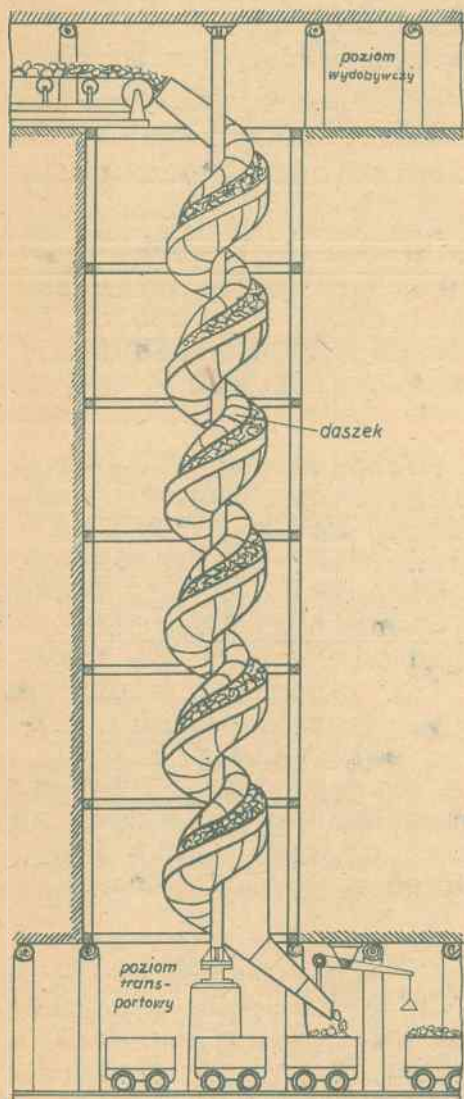
W polskim górnictwie węglowym przeciętny upad pokładów nie przekracza 10° , a więc jest za mały do samoczynnego staczania się po spągu czy w żłobach nieruchomych i odstawa musi odbywać się za pomocą przenośników ruchomych.

Przenośnikami, które pierwsze znalazły zastosowanie w górnictwie do odstawy urobku były przenośniki wstrząsane, czyli - jak dawniej je nazywano - rynny wstrząsane. Nadmienić należy, że pomysł ich pochodzi od inżyniera R. Riegera, późniejszego profesora Akademii Górniczej w Krakowie. Dziś stanowią one jeszcze w górnictwie jeden z głównych środków odstawy urobku w kopalniach, szczególnie z przodków ścianowych w pokładach cienkich od 0,6 m grubości i średnich oraz przy nachyleniu pokładu od 0° - 20° .

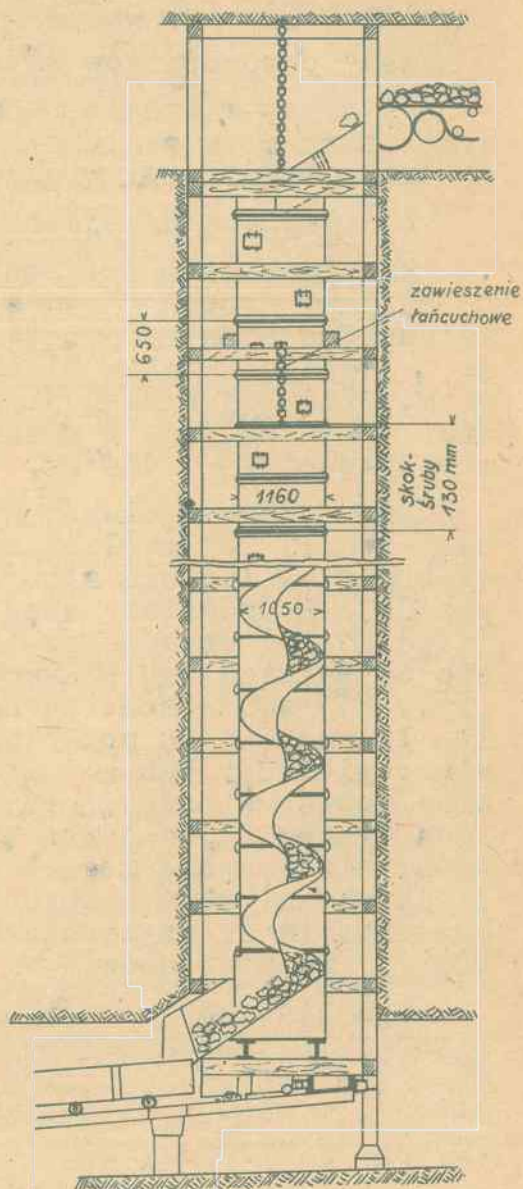
Zalety przenośników wstrząsanych są następujące:

a) mogą być stosowane przy wybieraniu pokładów cienkich od 0,6 m wzwyż,

b) wydajność ich wynosi 25 - 30 ton/godz,



Rys. 132. Zsuwnia śrubowa
otwarta



Rys. 133. Zsuwnia śrubowa
osłonięta

c) można przy ich stosowaniu prowadzić długie przodki ścianowe,

d) zużywalność przenośników wstrząsanych leży w granicach 50 - 80 000 t odstawionego urobku.

Wady przenośników wstrząsanych:

a) hałas w czasie ruchu w wyrobisku eksploatacyjnym, który może zagłuszyć ostrzegawcze trzaski obudowy drewnianej, przy większym nacisku stropu,

b) wymagają umiejętnego zestawienia i kontroli.

Konstrukcja i działanie przenośników wstrząsanych.
Do odstawy urobku stosuje się rynny o długości 3 - 4 m, łączone ze sobą za pomocą śrub. Ogniwa te wytłaczane są z jednego kawałka blachy żelaznej, o grubości do 4 mm. Przekrój rynien jest trapezowy o wymiarach dna 300 - 600 mm, w górnej zaś części 400 - 750 mm, a wysokości 75 - 100 mm.

Pojedyncze ogniwa rynien połączone ze sobą śrubami tworzą prostolinijny ciąg, który może być zawieszony na linkach albo położony na spągu wzdłuż przodku. Rozróżniamy więc przenośniki wstrząsane-wiszące, czyli wahadłowe, i przenośniki leżące, toczące się na wałkach lub kulkach. Przenośniki wiszące (rys. 85) zawieszone są na obudowie za pomocą linek, lub łańcuchów. Do poruszenia ich wahadłowo służy silnik powietrzny lub elektryczny. W czasie ruchu silnika wstecz wieszaki przyjmują położenie pochylone. Ruch rynien w przód następuje własnym ich ciężarem. Rynny wiszące nie mogą być stosowane w pokładach zbyt cienkich ani zbyt grubych, gdyż trudne jest ich zawieszanie i względnie wymagać może dodatkowej robocizny i materiałów.

W pokładach wspomnianych korzystniejsze jest stosowanie rynien wałkowych lub kulkowych (rys. 86). Na spągu wyrobiska układa się szyny-prowadnice, po których posuwają się wałki. Przy kulkowych zamiast wałków są kulki.

Rynny wałkowe lub kulkowe nie wstrząsają obudowę wyrobiska jak wiszące, wysokość ładowania do nich jest mniejsza, pracują ciszej niż wiszące.

Napęd przy rynnach wstrząsanych jest motorem powietrznym lub elektrycznym. Silniki do napędu mogą być jednostronnie działające, stosowane przy upadzie ($0 - 16^\circ$), lub dwustronnie działające, tzn.

tak przy ruchu wstecz, jak i w przód rynny są ciągnięte lub pchane przez motor.

6 ~ Nowocześniejszy rodzaj przenośników stanowią przenośniki zgrzeblowe (rys. 87), które stosowane są w pokładach od 0,7 m grubości wzw. i przy nachyleniu do 30° jako przenośniki zgrzeblowe transportujące, a powyżej 30° - jako zgrzeblowe hamujące. Przenośnik zgrzeblowy składa się ze stałych nieruchomych żłobów (rynien), po których posuwają się zgrzebla umocowane jednym lub dwoma łańcuchami (przenośniki lekkie o jednym łańcuchu i przenośniki ciężkie o dwóch łańcuchach). Zgrzebla zabierają urobek nasypany na rynnę i ciągną go do wylotu przenośnika, pod którym podstawia się wozy do napełniania urobkiem.

Łańcuch zgrzeblowy jest łańcuchem bez końca i przechodzi przez bęben napędowy umieszczony na jednym końcu rynien i bęben zwrotny - na drugim.

Przenośniki zgrzeblowe mają większą wydajność niż wstrząsane, wynoszącą do 100 t/godz. Zaletą ich jest możliwość transportowania urobku tak po upadzie, jak i po wzniesieniu do 25 - 30°. Rynny stałe składają się z ogniów o długości 2,5 m, łączonych na zamki. Wadą przenośników zgrzeblowych jest ścieranie się urobku przy posuwie oraz zgrzyty łańcucha prowadniczego.

Odmianą przenośników zgrzeblowych są tzw. przenośniki pancerne, przy których nakrywa się rynnę płytami żelaznymi, tak że można odstrzelić urobek na przenośnik. Może on również służyć jako tor dla wrębowki. Stosowane mogą być w pokładach od 1, 25 m wzw.

Przy ułożeniu przenośnika przy ociosie węglowym może następować przy urabianiu węgla częściowo samoczynne załadowanie urobku na przenośnik (do 40 %), co jest znacznym ułatwieniem w pracy ładowania.

Przenośniki zgrzeblowe nadają się do odstawy urobku ze ścian i zabiererek w pokładach grubych, średnich i cienkich,

Dalszym rodzajem przenośników są przenośniki taśmowe, zwane również taśmami transportowymi. Taśmy stosuje się w pokładach od 0,9 m grubości i przy kącie nachylenia 15°. Taśmy transportowe mogą być gumowe lub stalowe. W górnictwie polskim rozpowszechnione są gumowe. Taśma bez końca napięta jest i prze-

chodzi przez dwa bębny: czołowy, napędzany silnikiem, i zwrotny, napinający taśmę. Między tymi bębniami znajdują się w równych odstępach krążki, zapobiegające uginaniu się taśmy pod ciężarem znajdującego się na niej urobku.

Wydajność taśm transportowych wynosi do 150 t/godz, co pozwala na stosowanie ich w chodnikach wydobywczych, zbiorczych, o większym wydobyciu z kilku punktów.

Taśmy transportowe są drogie i nadają się tam gdzie jest większe wydobywanie (powyżej 25 t/godz przy długości odstawy 400 m i 35 t/godz przy 600 m) oraz przy urządzeniach wyładowczych ze skipów bądź na sortowniach.

Zastosowanie poszczególnych rodzajów odstawy urobku może zobrazować następujące zestawienie, dotyczące kopalń węgla kamiennego.

W odstawie podziemnej pracowało w r. 1950:

- | | |
|------------------------------|-----------|
| a) rynien stałych | - 20 km, |
| b) " wstrząsanych | - 270 km, |
| c) taśm transport. | - 260 km, |
| d) przenośników zgrzeblowych | - 25 km. |

Razem w odstawie pracowało 575 km przenośników podanych typów.

Przenośniki odstawowe ułożone są zwykle wzdłuż przodku ścianowego. Urobek załadowywuje się na nie samoczynnie, ręcznie przez ładowaczy za pomocą łopat lub mechanicznie przez ładowarki mechaniczne - podawarki.

4. Przewóz podziemny

Drugim z kolei ogniwem transportu podziemnego jest przewóz, odróżniający się od odstawy tym, że przemieszczenie urobku i materiałów odbywa się w wozach kopalnianych.

O wielkości i znaczeniu przewozu w transporcie podziemnym kopalni świadczyć może liczba wozów kopalnianych węglowych, która wynosiła 170 000 sztuk.

Pod względem pojemności wozów stosowanych w kopalniach większość (94 %) stanowią wózki o pojem-

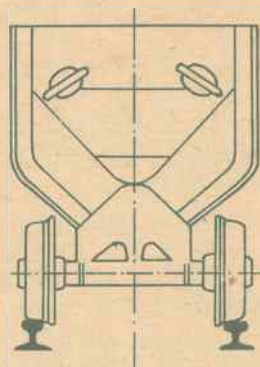
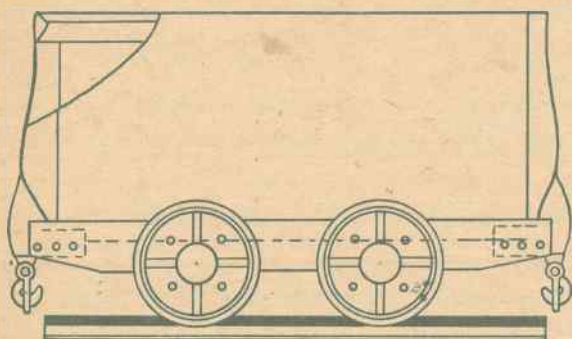
ności do 1 t, wozów większych 2 - 4 tonowych było 6 % w ruchu.

Obecnie projektuje się wprowadzenie na nowobudowanych poziomach wozów o pojemności 5 t. Wymiary wozów kopalnianych podyktowane są warunkami transportu, a więc przy transporcie ręcznym całkowity ciężar wózka z ładunkiem nie mógł przekraczać 1,4 t. Przy mechanizacji czynnik ten obecnie traci na ważności. Na małe wymiary wózka wywiera wpływ drugi czynnik, którym są wąskie wyrobiska w kopalni. Obecnie, gdy wóz stosowany jest tylko na chodnikach przewozowych, a w odstawi przodkowej inne urządzenia - wozy mogą być większe.

W szybach wprowadza się zamiast wyciągu klatkowego, na którym podnoszony był wózek z urobkiem, wyciągi skipowe, wobec czego wózki pozostają na dole w obiegu.

Dla przykładu gospodarki kapitalistycznej przytoczyć można fakt, że przemysł węglowy oddziedziczył 45 typów wozków kopalnianych o różnych ładownościach, 17 typów różnych ze względu na średnicę kół, 30 typów różnych ze względu na prześwit torów. Ponadto zachodzą różnice w zderzakach, sprzęgłach, zestawach osiowych. Jakie straty przynosi gospodarka nie znormalizowanymi typami narzędzi, maszyn i sprzętu każdy rozsądny człowiek może sobie łatwo uprzytomnić.

Wózek kopalniany (rys. 134) składa się zasadniczo z następujących części:



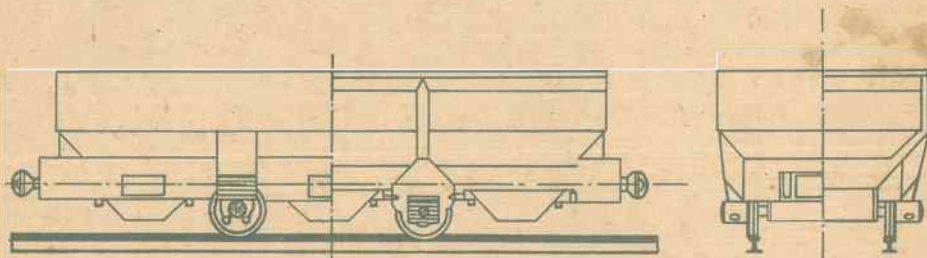
Rys. 134. Znormalizowany wózek kopalniany (mały)

- 1) skrzyni o długości (wraz ze zderzakami)
- | | |
|--------------|-----------------|
| o wysokości | 1360 - 1440 mm, |
| o szerokości | 1160 - 1300 " |
| | 868 - 958 " |

2) 2 zestawów kołowych o średnicy kół $D = 350$ mm,

3) z podłużnicy ze zderzakiem i sprzęgłami.

Skrzynie wozowe wykonane są z blachy o grubości 4 - 4,5 mm. Prześwit toru na małe wózki wynosi 600 mm, a na wozy duże 1050 mm. Wymiary wozów 5 tonowych (rys. 135) przewidziano następujące:



Rys. 135. Znormalizowany wózek kopalniany (duży)

długość wozu - 5000 mm,

wysokość od główki szyny - 1300 mm,

ciężar własny wozu - 2540 kg,

ciężar użyteczny - 5000 kg,

ciężar ładownego wozu - 7540 kg.

Wozy 5-tonowe mają skrzynie na resorach sprężynowych.

Tor szynowy. Do przewozu w wózkach konieczny jest tor szynowy. Tor składa się:

a) z podtorza, którym jest spąg chodnika,

b) podsyпки, potrzebnej do równomiernego rozłożenia nacisku kół na podkłady, przenoszonego na podtorze,

c) z podkładów z przymocowanymi do nich szynami.

Szyny stosowane przy przewozie podziemnym mają wysokość 90 mm, 115 mm, 130 mm. Podkłady mogą być drewniane lub żelazne, z żelaza profilowego. Łączenie szyn wykonuje się za pomocą łuków, sworzni i śrub. Podkłady drewniane są zwykle impregnowane, a tak długie, by końce ich oddalone były od szyn 15 - 30 cm. Wymiary poprzeczne podkładów drewnianych 12 x 15 cm, 15 x 18 cm, 15 x 20 cm. Odstęp między podkładami 0,8 m, na łukach położone są blisko siebie.

Przymocowanie szyn do podkładów za pomocą szyniaków (o przekroju kwadratowym zaostzonych u dołu). Łebek zaopatrzony w ucha dla ułatwienia wyciągania z podkładów. Przymocowanie szyny do podkładu następuje dwoma szyniakami wewnątrz toru i jednym po zewnętrznej stronie toru. Łączenie szyn łubkami płaskimi lub profilowymi. Odstęp między końcami dwu szyn łączonych łubkami 2 mm.

Przy torach na krzywiznach szynę zewnętrzną łuku podnosi się o 54 mm, oraz rozszerza się tor 10 - 20 mm, aby wózki nie zaklinowały się obrzeżami kół.

Do połączenia 2 torów i możliwości przejazdu z jednego toru na drugi służą zwrotnice przejazdowe (podwójne), a przy zwięzieniu trasy dwutorowej na jednotorową połączenie torów następuje jedną zwrotnicą (pojedynczą).

Wysokość drutu ślizgowego nad główką szyny przy przewozie lokomotywami elektrycznymi powinna być co najmniej 1,8 m. Przewóz podziemny poziomy odbywa się przeważnie za pomocą lokomotyw elektrycznych, rzadziej - lokomotyw spalinowych lub akumulatorowych.

Przewóz lokomotywami odbywa się pociągami, złożonymi z kilkudziesięciu wózków (np. 40 - 50). Z podszycia zabiera lokomotywa zestawiony pociąg wozów próżnych i odwozi go do oddziału produkcyjnego na stacje pod pochylniami przewozowymi, przy upadowych, lub też na stacje w chodnikach podścianowych, gdzie następuje załadowanie wozów próżnych z urządzeń odstawowych. Z oddziału zabiera lokomotywa pociąg wozów ładownych, który ciągnie do podszycia. Czas odjazdów i przyjazdów pociągów regulowany jest w większości kopalń według rozkładu jazdy.

Przewóz lokomotywami elektrycznymi jest nowoczesnym rodzajem przewozu podziemnego. Do starszych rodzajów należy przewóz za pomocą liny bez końca. Zasada działania przewozu liną bez końca jest następująca:

W chodniku przewozowym umieszcza się w jednym jego końcu np. przy stacji odbiorczej tarczę linową oraz napęd dla tarczy, a w drugim miejscu chodnika umieszcza się drugą tarczę zwrotną i przeprowadza się między tarczami linę bez końca. W punktach pośrednich zabudowuje się kółki o osi skierowanej pionowo, a na ich obrzeżach umieszcza się linę. W czasie ruchu liny kółki obracają się. Kółki te za-

budowuje się szczególnie w miejscach krzywizn chodnika i torów. W chodniku z liną bez końca są dwa tory, z których jeden przeznaczony jest na wozy próżne, drugi zaś - na ładowne. Lina przeprowadzona jest nad torami i jedna część liny posuwa się w kierunku stacji zbiorczej, druga zaś nad drugim torem w kierunku przeciwnym. Do liny będącej w ruchu doczepia się w regularnych odstępach za pomocą łańcuchów wózki próżne na jednej stacji, a na drugiej - ładowne. Wózki doczepione łańcuchem do liny posuwają się wraz z ruchem liny, a więc ładowne w kierunku stacji zbiorczej (przy szybie), a próżne do stacji w oddziale.

Przewóz za pomocą liny bez końca (ciągłem bez końca) stosowany jest jeszcze w niektórych kopalniach szczególnie w chodnikach piętrowych i podpiętrowych oraz wyrobiskach pochyłych. Z innych rodzajów przewozu należy wspomnieć o przewozie beztorowym za pomocą wozów oponowych, w górnictwie polskim jednak nie stosowanym.

Przewóz między chodnikami piętrowymi w wyrobiskach pochyłych może być torowy przerywany w wózkach opuszczonych i wyciąganych za pomocą kołowrotu i liny. Stosowany jest również przewóz torowy, ciągły za pomocą liny bez końca przy średnim nachyleniu. Gdy kąt nachylenia pochylni jest większy, stosuje się przewóz skipami na kółkach lub przy użyciu platform wozowych.

Transport w kopalni ma poważne znaczenie, gdyż zatrudnia w kopalni przeciętnie 23 % załogi, a w kosztach własnych wydobycia udział transportu wynosi 22 %.

VI. PRZEWIETRZANIE KOPALNI

1. Skład powietrza i jego zmiany w kopalni

Eksploatacja podziemna złóż wymaga środków i czynności do stałego odświeżania powietrza w wyrobiskach na dole oraz dostarczenia go w takiej ilości, by ludzie pracujący pod ziemią mogli swą pracę wykonać z największą wydajnością i w warunkach dla zdrowia nieszkodliwych.

Powietrze atmosferyczne, wprowadzone do wyrobisk podziemnych i przez nie przepływające, ulega zmianom, tak pod względem fizycznym (np. temperatura), jak i chemicznym (skład).

Zmiany składu powietrza w kopalni polegają na zmniejszaniu się zawartości tlenu, zwiększaniu się ilości dwutlenku węgla (CO_2) oraz na domieszaniu się gazów wydzielanych lub wytworzonych w kopalni.

Jak wiadomo, powietrze atmosferyczne jest mieszaniną gazów składającą się z:

tlenu (O_2) - 20,93 %,

azotu (N_2) - 78,10 %,

argonu, metargonu, kryptonu, neonu 0,93 %,

dwutlenku węgla (CO_2) 0,04 %.

Poza wymienionymi składnikami występują w powietrzu atmosferycznym domieszki: pary wodnej, pyłu ziemnego i pyłu kosmicznego.

Zmniejszanie się zawartości tlenu w powietrzu kopalnianym następuje na skutek pochłaniania go przy procesach utleniania, które dają jako produkt główny CO_2 . Do procesów tych zaliczyć należy: oddychanie ludzi i zwierząt, palenie się lamp, utlenianie węgla, drewna (gnicie) itp. Ponadto dołączają się do powietrza różne gazy, jak np. CH_4 , CO_2 , NO_2 , H_2S wydzielające się z wyrobisk lub powstałe na skutek robót strzelniczych. Przepisy górnicze wymagają, by

zawartość tlenu w powietrzu kopalnianym nie była niższa od 19 %.

Skutki wywołane zmniejszającą się zawartością tlenu w powietrzu są następujące:

- przy 17 % zawartości tlenu gaśnie lampa benzyn.;
- " 15 % - brak tlenu odczuwa człowiek;
- " 12 % - gasną lampy acetylenowe;
- " 10 % - przytomność człowieka i życie jest zagrożone.

Gaśnięcie lampy benzynowej lub acetylenowej (karbidowej) stanowi ostrzegawczy sygnał, że tlenu w powietrzu jest za mało, wobec czego należy się z danego wyrobiska wycofać.

Zawartość dwutlenku węgla (CO_2) w powietrzu kopalnianym wzrasta na skutek oddychania ludzi i zwierząt, palenia się lamp, robót strzelniczych, działania silników spalinowych, wskutek pożarów oraz przez wydzielanie się CO_2 ze szczelin i porów w skale, które w pewnych kopalniach występują w znacznych ilościach.

Zawartość dwutlenku węgla w powietrzu atmosferycznym wynosi 0,04 %. Jeżeli ilość CO_2 w powietrzu wzrasta do 2,0 - 2,5 %, wówczas człowiek odczuwa osłabienie, przy 3 % praca staje się uciążliwa, przy 5 % występują bardzo silne objawy duszności.

Lampy gasną przy zawartości 5-6 % CO_2 . Utrata przytomności człowieka następuje przy zawartości CO_2 około 11 %.

Przepisy Technicznej Eksploatacji Kopalń Węgla Kamiennego wymagają, by zawartość CO_2 w powietrzu kopalnianym nie przekraczała 1,0 %.

Dwutlenek węgla CO_2 gromadzi się w dolnej części wyrobiska jako gaz cięższy od powietrza. Występuje przy tamach pożarowych, w pobliżu starych zrobów, w upadach itp.

Metan.

Z gazów wydzielających się w kopalni najczęstszy jest metan (CH_4). Jest to gaz bez woni, bez smaku, nie trujący, jednak nie nadający się do oddychania. Ciężar właściwy metanu 0,715.

Metan wydziela się w kopalniach węgla, soli. Zawartość metanu w złożu zwiększa się na ogół z głębokością. Wpływ metanu jak również CO_2 w kopalni następuje przez:

- a) regularny wpływ z odsłoniętej skały,
- b) wydzielanie się gazu w postaci fontann,
- c) nagłe wydzielanie się gazu,
- d) wydobywanie się gazu ze starych zrobów.

Odgazowanie właściwe pokładowi, jak podaje prof. Budryk (Wentylacja kopalń cz.1. - Przewietrzanie wyrobisk) następuje zwykle na skutek regularnego wpływu gazu w prowadzonych wyrobiskach górniczych. W wyrobiskach przygotowawczych wydziela się największa ilość gazu, w eksploatacyjnych natomiast jest ona przeciętnie 4 - 5 razy mniejsza. Im postęp przodku chodnikowego jest większy, tym większa jest ilość gazu wydzielającego się, wobec czego można do pewnego stopnia regulować wpływ gazu w kopalni przez ograniczanie rozwoju robót przygotowawczych. W niektórych kopalniach występuje również zjawisko fontann gazowych, które w istocie swej jest wpływem dużej ilości gazu ze szczelin w skałach, najczęściej w sąsiedztwie zaburzeń tektonicznych. Ilość gazu wydzielającego się w postaci fontann może wynosić dziesiątki tysięcy m^3 na dobę, czas trwania wpływu - od kilku dni do dziesiątków lat. W wypadku fontann gazowych wydzielający się gaz należy odprowadzić albo osobnymi odizolowanymi chodnikami wprost do szybu wydechowego, albo też za pomocą lutni.

Duże ilości gazu mogą wydzielić się również z mocnych skał stropowych (piaskowca) i spągowych na skutek osiadania stropu nad przestrzenią wybraną, skałą załamuje się na znacznej długości i z powstałej szczeliny wydziela się duża ilość gazu.

Takie wydzielanie się gazu w ogromnych nieraz ilościach połączone jest zwykle z wyrzuceniem wielkiej ilości miazgi węglowej, dochodzącej nawet do kilkunastu tysięcy ton. Zjawisku temu towarzyszą zwykle trzaski i silne tapania. Nagłe wydzielanie się gazu, które występuje niespodziewanie i żywiołowo, jest zjawiskiem groźnym dla kopalni. Środkiem stosowanym do badania możliwości wystąpienia nagłego wydzielania się gazu jest prowadzenie otworów wyprzedzających, głębokich 4 - 6 m. Ciśnienie gazu

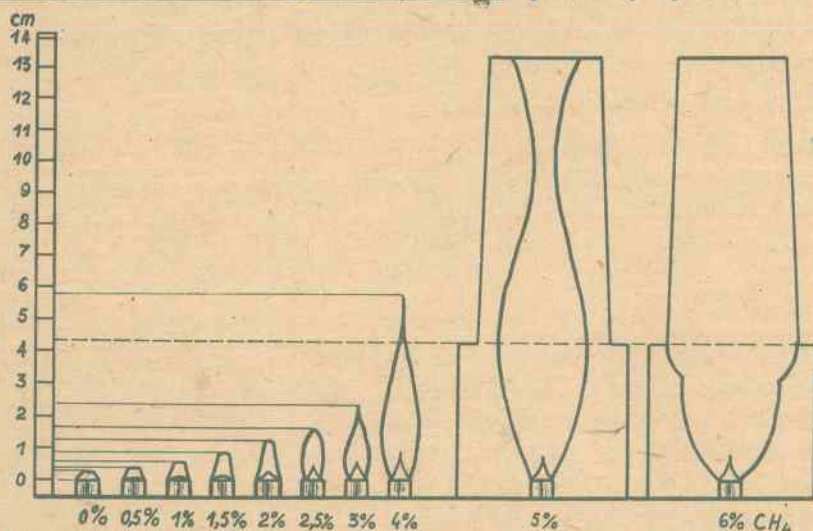
w skale może być zmierzone przez umieszczenie w wywierconym otworze uszczelnionej rurki połączonej z manometrem. Wysokie ciśnienie gazu w skale może wskazywać na możliwość nagłego wypływu.

Zbiornikami metanu w kopalni mogą być również stare niepodsadzone zrobry. Zmiany ciśnienia barometrycznego wpływają na wydzielanie się metanu ze starych zrobów. Przy zniżce barometrycznej gaz ze starych zrobów wypływa. Nagromadzony w starych zrobach gaz pochodzi z porowatego stropu i spągu oraz z węgla pozostawionego w nogach i filarsach oporowych. Stosowanie podszadzki, a więc wypełnianie wybranych przestrzeni skałami, zmniejsza niebezpieczeństwo gromadzenia się metanu w starych zrobach.

Metan, jako gaz blisko 2 razy lżejszy od powietrza, zbiera się zawsze w górnej części wyrobiska, a więc pod stropem oraz w dółwierzchniach, pochylniach w samym ich przodku.

Metan jest gazem palnym i tworzy z powietrzem mieszaninę wybuchową. W granicach zawartości metanu w powietrzu 5 - 16 % przy zetknięciu się z płomieniem lub iskrą następuje wybuch. Wybuch najsilniejszy następuje przy zawartości 9,5 % CH_4 .

Przy mniejszej od 5 % zawartości spala się metan w zetknięciu się z płomieniem. Zaznacza się to w lampach bezpieczeństwa wydłużeniem płomienia i powstawaniem niebieskiej aureoli (rys. 136).



Rys. 136. Aureola w benzynowej lampie bezpieczeństwa

Aureola jest widoczniejsza, gdy płomień lampy jest mały. Po wielkości aureoli można oceniać zawartość metanu w powietrzu. Przepisy górnicze uważają zawartość metanu od 2 % w przodku za zagrażającą bezpieczeństwu ludzi.

Przy zawartości CH_4 w ilości 2 % lub większej pracę w przodku należy przerwać, załogę z miejsca usunąć, zamknąć dostęp do wyrobiska krzyżami z desek i wyłączyć prąd elektryczny.

Zawartość CH_4 w powietrzu wychodzącym z kopalni nie powinna przekraczać 0,75 %, a z rejonów 1 %. Rejon wentylacyjny kopalni oznacza kompleks wyrobisk przewietrzanych niezależnym prądem powietrza, rozgałęziającym się tylko w obrębie oddziału wydobywczego.

2. Kopalnia gazowa

Kopalnia, w której stwierdzono wydzielanie się naturalne metanu lub innych gazów wybuchowych, nazywa się kopalnią gazową. Kopalnie gazowe podzielone są zależnie od ilości wydzielającego się metanu, mierzonego w ogólnym prądzie powietrza wychodzącego na kategorie: I, II, III. Kopalnie, w których na 1 t wydobycia i dobę wydziela się poniżej $5 \text{ m}^3 \text{ CH}_4$, należą do kategorii I. Do kategorii II przy wydzielaniu się CH_4 5 - $10 \text{ m}^3/\text{t}$ dob, a do III powyżej $10 \text{ m}^3/\text{t}$ dob.

a) Środki ostrożności w kopalniach gazowych

1) Zabronione jest używanie otwartego ognia, palenia i posiadania przy sobie tytoniu, jak również zapalek lub innych przedmiotów do wzniecania ognia.

2) Obowiązują ograniczenia w odniesieniu do stosowania materiałów wybuchowych, urządzeń elektrycznych i oświetlenia.

W kopalniach gazowych osoby zjeżdżające na dół powinny być poddane rewizji aby niedopuszczyć do zabierania tytoniu, lub przyrządów do wzniecania ognia.

3) Załoga pracująca pod ziemią powinna być pouczona o sposobie pomiaru zawartości metanu w powietrzu.

4) Wyrobiska pochyłe prowadzi się nie po wznie-
sieniu, lecz na upad.

b) Badanie zawartości metanu w wyrobiskach

Badania przeprowadza się za pomocą benzynowej lampy bezpieczeństwa. Lampę bezpieczeństwa, przy normalnej wielkości płomienia, podnosi się powoli do góry. Jeżeli zauważy się przy tym wydłużenie płomienia na wysokość szkła ochronnego i kopcenie, należy powoli lampę opuścić, przerwać wykonywanie pomiaru i wpisać zawartość metanu powyżej 4 %.

Jeżeli wydłużenie płomienia nie następuje, należy zmniejszyć płomień do wysokości około 2mm, tak by pozostał w nim jasny punkt, i stopniowo podnosić lampę do piętra wyrobiska. Zawartość metanu określa się na podstawie wysokości aureoli, a mianowicie:

przy śladach aureoli	zawartość CH_4	- 1	% ;
" wysokości aureoli 9 mm "	"	- 1,5	%;
" " " 12 mm "	"	- 2,0	%;
" " " 16 mm "	"	- 2,5	%;
" " " 25 mm "	"	- 3,0	%;

jeżeli wierzchołek aureoli sięga ponad szkło, zawartość CH_4 = 4,0 %,

jeżeli wewnątrz siatki wypełnia się płomieniem płonącego gazu, zawartość CH_4 = 5,0 % ,

jeżeli następuje wybuch wewnątrz lampy, zawartość CH_4 wynosi powyżej 5,5 %.

Jeżeli na pewnej wysokości wyrobiska stwierdzi się 3 % metanu, należy lampę powoli i ostrożnie zniżyć i pomiar przerwać. Jeżeli przestrzeń wewnątrz siatki lampy wypełni się płomieniem metanu, nie można w żadnym wypadku lampy nagle wycofać ani też gasić przez dmuchanie, lecz powoli zniżyć ją i wycofać się do miejsca gdzie nie ma gazu.

Podany wyżej sposób pomiaru zawartości metanu przytoczony został z przepisów obowiązujących w górnictwie, podanych w P.T.E.K.W., § 847.

Prócz zwykłych lamp bezpieczeństwa, służą do badania zawartości metanu, tzw. lampy wskaźnikowe, alkoholowe, które mają podziałkę wskazującą zawartość procentową metanu, przy odpowiedniej wysokości aureoli (Pielera, Chesneau).

Lampy wskaźnikowe stają się niebezpieczne przy

zawartości 2,25 - 3,0 % CH₄, , wówczas aureola sięga do pokrywy siatki.

Oznaczenie zawartości metanu można przeprowadzić również na drodze analizy chemicznej. W tym celu należy pobrać próbę powietrza z wyrobiska i odesłać do analizy chemicznej.

c) Pobieranie prób powietrza do analizy chemicznej

W myśl przepisów prądy wychodzące z poszczególnych oddziałów eksploatacyjnych powinny być badane na zawartość w nich gazów przez pobranie prób i przeprowadzenie analizy chemicznej w laboratoriach.

Próby pobiera się w kopalniach niegazowych co 3 miesiące w kopalniach zaś gazowych co 1 miesiąc.

Próby powietrza pobiera się do pipet szklanych zwężonych na końcach i zaopatrzonych w kurki. Pipety napełnia się na powierzchni wodą destylowaną i w skrzynkach przenosi się do miejsca pobrania próby. Po otwarciu kurków woda wypływa z pipety, a miejsce jej zajmuje powietrze, które zamyka się kurkami. Miejsce pobrania, numer i data powinny być oznaczone na pipecie. Aby otrzymać średni skład powietrza w wyrobisku, należy pipetą poruszać między spągiem i stropem wyrobiska.

d) Eksploatacja pokładów gazowych

Przepisy Technicznej Eksploatacji Kopalń Węgla Kamiennego wymagają, by powietrze w przodku nie zawierało więcej niż 2 % metanu, a w prądzie wychodzącym z kopalni ilość gazu nie przekraczała 0,75 %. Aby przepisy te były przestrzegane, należy mieć odpowiednie środki i sposoby do zwalczania gazu.

Zróżkami wydzielającego się w wyrobisku gazu są:

- 1) odgazowanie pokładu w miarę jego urabiania,
- 2) urobek znajdujący się w wyrobisku, z którego wydziela się CH₄,
- 3) dopływ gazu z sąsiednich niewybranych pokładów.

Odgazowanie pokładu następuje już w czasie prowadzenia robót przygotowawczych i dalej w czasie wy-

bierania. Pozostawianie nie wybranych nóg lub warstwy węgla w stropie, która ulega rozkruszeniu i odgazowaniu powoduje gromadzenie się w starych zrobach metanu. Wynika z tego wniosek, że jednym ze środków walki z gazem jest czyste wybieranie węgla, a to zapewnia system ścianowy. Szybkie usuwanie urobku z wyrobiska nie dopuszcza do zwiększania się zawartości CH_4 w powietrzu wyrobiska. Skutecznym sposobem walki z nadmierną ilością gazu jest jego rozporządzenie przez zwiększenie ilości powietrza przepływającego przez wyrobisko.

Celem zmniejszenia ilości metanu należy gdy inne środki nie są możliwe do przeprowadzenia, zastosować uprzednie odgazowanie pokładu.

Wcześniejsze odgazowanie pokładu przez zakładanie otworów drenażowych wierconych bądź z wyrobisk na dole, bądź z powierzchni przy równoczesnym odprężeniu pokładu należy do środków zwalczania metanu. Odprężenie pokładu przeprowadza się wybraniem pokładu niżej zalegającego wskutek czego powstają w pokładzie odgazowywanym szczeliny, pozwalające na zwiększenie intensywności odgazowywania pokładu za pomocą otworów drenażowych. Wybieranie pokładu zalegającego powyżej pokładu odgazowywanego w bliskim sąsiedztwie wpływa również na odprężenie i szybsze odgazowanie niżej zalegającego pokładu.

3. Tlenek węgla (CO)

Do gazów wytwarzanych w kopalni i mogących występować w atmosferze kopalnianej należy tlenek węgla (CO).

Głównym źródłem powstawania CO w kopalni są pożary podziemne i wybuchy pyłu węglowego, roboty strzelnicze, szczególnie w wypadku niezupełnego rozkładu materiału wybuchowego (strzały spalone) oraz działanie silników spalinowych.

Tlenek węgla jest gazem bezbarwnym, bez woni; tworzy się, gdy spalanie węgla jest niecałkowite. Może również powstawać, gdy dwutlenek węgla (CO_2) przejdzie przez warstwę silnie ogrzanego węgla, wskutek czego przebiega reakcja $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$.

Tlenek węgla jest gazem silnie trującym. Małe je-

go ilości działają na organizm trująco (0,015 %). Działanie jego polega na tym, że czerwone ciążka krwi absorbują go, gdyż łączy się z hemoglobina 250 razy prędzej niż tlen. Z uwagi na trudność wykrycia jest tlenek węgla gazem niebezpiecznym. Z tlenem tworzy tlenek węgla mieszaninę wybuchową w granicach 13 - 75 % zawartości tego gazu.

Wykrycie tlenku węgla w powietrzu kopalnianym może nastąpić przez analizę chemiczną próby powietrza kopalnianego lub za pomocą przyrządu do wykrywania np. detektora, w którym bibuła napojona chlorkiem palladu pod wpływem CO zabarwia się na kolor brunatny do czarnego. Im większy jest % CO, tym krótszy jest czas szczerzenia bibuły.

Do wykrywania CO w powietrzu służy również detektor, w którym odczynnikiem jest pięciotlenek jodu. Kawałki pumeksu nasycone J_2O_5 pod wpływem CO zmieniają swą barwę szarą na zieloną o różnym odcieniu zależnym od ilości CO.

Obecność tlenku węgla w powietrzu kopalnianym wykazywać mogą również skutki działania CO na organizm ludzki, a więc wymioty, ból głowy u pracowników przebywających w atmosferze zawierającej CO.

Przepisy odnoszące się do jakości powietrza w miejscach pracy przewidują, że zawartość szkodliwych dla zdrowia gazów nie powinna przekraczać następujących wartości:

tlenek węgla (CO)	- 0,002 %,
dwutlenek azotu (NO_2)	- 0,00025 %,
dwutlenek siarki (SO_2)	- 0,0007 %,
siarkowodór (H_2S)	- 0,0007 %.

4. Pył węglowy

Atmosfera kopalniana zawiera oprócz składników gazowych w kopalniach węglowych pewną ilość pyłu węglowego. Pył węglowy powstaje przy wierceniu otworów strzelniczych w węglu, przy wykonywaniu wrębu, podczas ładowania i transportu węgla, przy strzelaniu itp. Za pył węglowy uważane są według przepisów ziarna przechodzące przez sito tkane o oczkach 1 mm².

Pył węglowy może tworzyć z powietrzem mieszaninę

wybuchową. Jeżeli w powietrzu kopalnianym zawartość pyłu węglowego wynosi 100 - 120 g/m³, wówczas mieszanina ta, jak doświadczenia wykazują, zdolna jest do wybuchu przy zetknięciu się z płomieniem lub iskrą. Pył węglowy osadza się w wyrobisku na spągu, ścianach, na obudowie. Wskutek strzelania osadzony pył uniesiony być może w powietrze tworząc obłok a jeśli zawartość pyłu w obłoku przekroczy 100 - 120 g/m³ może przy zetknięciu z płomieniem nastąpić wybuch.

Wybuch pyłu węglowego jest w skutkach jeszcze groźniejszy niż wybuch metanu, bowiem pył węglowy znajduje się we wszystkich wyrobiskach kopalni węglowej, przenoszony prądem powietrza, metan natomiast zbiera się tylko w pewnych częściach kopalni lub wyrobiska.

Zaznaczyć należy, że nie każdy pył węglowy jest jednakowo podatny na zapalenie. Każdy pokład może odznaczać się różną zdolnością wybuchową swego pyłu. Do pokładów niebezpiecznych zalicza się pokłady o zawartości powyżej 12 % części lotnych stwierdzonych analizą chemiczną.

Pod względem stopnia niebezpieczeństwa wybuchu pokłady, lub ich części podzielone są na dwie klasy A i B. Do klasy A zalicza się pokłady lub ich części, w których nie ma stref z niebezpiecznym pyłem węglowym, tj. pochodzącym z pokładów niebezpiecznych, jeśli pył ten jest pozbawiony lotności przez wilgoć oraz zasięg stref jest mały, a rozmieszczenie takie, że ewentualny wybuch miałby charakter lokalny. Do klasy B zalicza się pokłady lub ich części, w których zasięg stref jest duży i rozmieszczenie tych stref takie, że w razie wybuchu zasięg jego byłby poważny.

Środki ochronne do zwalczania niebezpieczeństwa wybuchu pyłu węglowego. Pył węglowy dostatecznie mokry przy zawartości wody 8 - 10 %, nie wybuchą. Wobec tego zrasza się wyrobiska w kopalni, znajdujące się w pobliżu miejsca wykonywania robót strzałowych, wodą, wskutek czego pył nie może być uniesiony w powietrze i tworzyć obłoku.

Działanie uniemożliwiające wybuch ma również pył kamienny. Jeżeli zawartość pyłu kamiennego w mieszaninie z pyłem węglowym wynosi 50 - 60 %, wówczas wybuch nie nastąpi. Do wytwarzania pyłu kamiennego używa się łolupków, wapieni, gliny. Skały zawierające krzemionkę nie mogą być surowcami do wytwarzania

pyłu, gdyż jest ona szkodliwa dla zdrowia ludzkiego (silikoza płuc).

Środkami ochronnymi przed wybuchami pyłu, które należy stosować według przepisów, przy eksploatacji pokładów: klasy A i B są:

- a) usuwanie pyłu z miejsc dużego jego nagromadzenia, co najmniej raz w miesiącu,
- b) utrzymanie opylonych lub zraszonych stref,
- c) opylanie przodków, przy których są opylane strefy,
- d) stosowanie ponadto zapór pyłowych w pokładach i ich częściach zaliczonych do klasy B.

W pokładach klasy A obowiązuje utrzymanie stref opylonych długości 200 m, W pokładach klasy B długość strefy opylanej wynosi co najmniej 200 m. W obu klasach A i B obowiązuje opylanie albo zraszanie przodku przed strzelaniem. Zamiast opylania można stosować zraszanie stref wraz ze zraszaniem samego przodku.

Pył kamienny służy do wytworzenia stref opylanych i do całkowitego opylenia wyrobisk wąskich oraz na zapory pyłowe.

Zapory pyłowe są to półki lub łatwo wywrotne skrzynki przytwierdzone do obudowy w kierunku poprzecznym do chodnika z nasypanym na nich pyłem kamiennym. Ilość pyłu kamiennego na półce powinna wynosić w pokładach niegazowych 200 kg/m^2 , a w gazowych 400 kg/m^2 przekroju chodnika. Celem zapór jest izolowanie przodków, w których może być zapoczątkowany wybuch od reszty kopalni. Zaporami głównymi izoluje się oddziały, a pomocniczymi - poszczególne wyrobiska w oddziale. Odległość zapory od przodku powinna być 40 - 200 m. Działanie zapory rozpoczyna się w chwili przejścia fali powietrza, poprzedzającej płomień wybuchu. Uniesiony w powietrze pył kamienny gasi następnie płomień.

5. Temperatura powietrza w kopalni

Temperatura powietrza w kopalni zależy od:

- a) temperatury powietrza na powierzchni,
- b) wyższego ciśnienia barometrycznego na dole kopalni,

c) temperatury skał,

d) intensywności przewietrzania.

Na dole kopalni ciśnienie barometryczne jest wyższe niż na powierzchni. Powietrze przepływając z ciśnienia niższego do wyższego osiąga temperaturę wyższą. Na każde 100 m głębokości temperatura wzrasta o 1°C . Jest to tzw. gradient temperatury.

Na zwiększenie temperatury wywiera wpływ stopień geotermiczny, czyli zwiększenie głębokości, przy której wzrost temperatury wynosi 1°C . W Polsce stopień geotermiczny wynosi 30 - 35 m dla kopalń węgla i 40 - 45 m dla kopalń rud.

Powietrze wchodzące do kopalni ogrzewa się lub ochładza przy zetknięciu ze skałami w zależności od swej temperatury. W kopalniach głębszych od 50 - 100 m temperatura na podszymbiu nie zależy już od temperatury powietrza wchodzącego. Im dalej od podszymbia, tym bardziej zbliża się temperatura do temperatury skał.

Im prędkość przepływu powietrza na dole jest większa tym temperatura jego jest niższa na dole.

Podwyższenie temperatury powietrza na dole następuje również na skutek egzotermicznych reakcji utleniania węgla i rozkładu ciał (np. piritu).

Powietrze kopalniane osiąga swą najwyższą temperaturę zwykle w najdalszych przodkach eksploatacyjnych.

Praktyczną granicą eksploatacji podziemnej u nas i w ogóle w Europie jest dla górnictwa węglowego głębokość 1200 m, w górnictwie zaś rudnym światowym - 2300 m. Oziębienie powietrza na dole w kopalni można przeprowadzić za pomocą urządzeń chłodniczych, rozpylania wody, sprężonego powietrza oraz przez zastosowanie materiałów izolacyjnych na ściany wyrobisk, którymi powietrze płynie.

Do walki z wysoką temperaturą w kopalniach radykalnych środków dotychczas nie mamy. Najbardziej praktycznym sposobem jest intensywne przewietrzanie przodku. Prędkość przepływu powietrza w przodku wynosi 1,5 - 2,0 m/sek. Temperatura w miejscach pracy, mierzona termometrem wilgotnym, nie powinna według przepisu przekraczać 25°C . Przy temperaturze wyższej od 25°C czas pracy zostaje skrócony do 6 godzin.

6. Prędkość przepływu powietrza w kopalni

Prędkość przepływu powietrza w wyrobiskach podziemnych nie może przekroczyć pewnych wielkości z uwagi na możliwość gaszenia lamp i wyrzucenia płomienia poza siatkę lampy bezpieczeństwa wzbijania się pyłu ujemnego działania na zdrowie ludzkie oraz z uwagi na duże opory, jakie występują przy nadmiernych prędkościach.

Przepisy Technicznej Eksploatacji Kopalń Węgla Kamiennego określają największą dopuszczalną prędkość powietrza następująco:

w wyrobiskach eksploatacyjnych do 4 m/sek.,

w chodnikach przewozowych, przecznicach, szybach zjazdowych do 8 m/sek.,

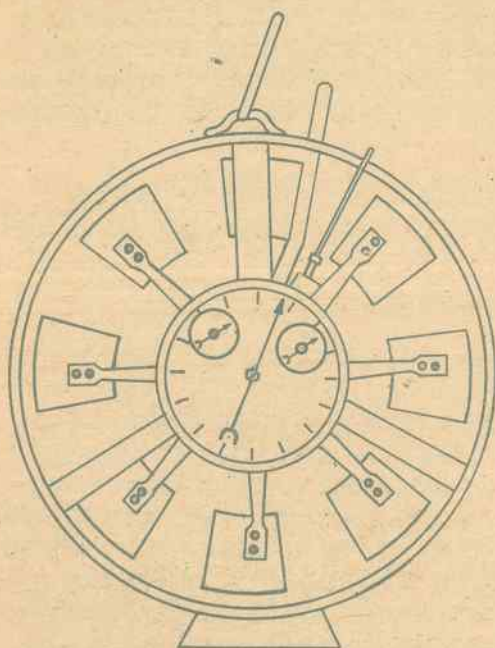
w chodnikach wentylacyjnych do 6 m/sek.

Najniższa granica prędkości przepływu powietrza w wyrobiskach podziemnych wynosi 0,15 m/sek., a w składach 0,5 m/sek. W przekroju poprzecznym wyrobiska prędkość powietrza jest różna, np. przy ścianach wyrobiska mniejsza, bliżej zaś osi chodnika większa, a największa w środku chodnika. Do pomiaru prędkości powietrza w wyrobiskach służą następujące przyrządy i sposoby:

- 1) anemometry,
- 2) rurki Pitota,
- 3) katstermometry,
- 4) inne sposoby.

Przyrząd do mierzenia prędkości przepływu powietrza w chodnikach zwany anemometrem (rys. 137), ma jako główną część składową wiatraczek zaopatrzony w licznik. Prąd powietrza płynącego w chodniku obraca wiatraczek, a licznik wskazuje prędkość. Doskonalsze anemometry wyposażone są w mechanizm zegarowy, który automatycznie uruchamia i zatrzymuje licznik anemometru. Jeżeli w przekroju chodnika pozostawimy anemometr przez pewien czas i wiatraczek wraz z licznikiem będą uruchomione, wówczas po paru minutach licznik wskaże sumaryczną prędkość, która podzielona przez ilość minut pomiaru da nam prędkość na minutę. W przekroju wyrobiska są różne prędkości, by więc znaleźć średnią prędkość, należy podzielić przekrój wyrobis-

ka na kwadraty za pomocą siatki nicianej i w każdym z kwadratów pomierzyć prędkość, a następnie z sumy tych prędkości, podzielonej przez ilość kwadratów, otrzymamy prędkość średnią.



Rys. 137. Anemometr

Drugim sposobem otrzymania średniej prędkości jest przesuwanie anemometru w przekroju chodnika od spągu do stropu i między ścianami. Pomiar taki wykonywać można albo przed sobą, albo z boku przez poruszanie anemometrem w płaszczyźnie poprzecznego przekroju chodnika. Przy pomiarze z boku osoba wykonująca pomiar stoi między stojakami wyrobiska lub we wnętrzu, trzymając anemometr umocowany na drążku i przesuwając go w przekroju poprzecznym chodnika.

Miejsca, w których wykonuje się pomiary prędkości przepływu powietrza, powinny mieć gładkie ściany. W chodnikach bez

obudowy murowej wykonuje się w tym celu tzw. stacje pomiarowe. Boki chodnika jak również spąg i strop obija się deskami na długości 6 - 7 m.

Jeśli znana jest prędkość powietrza, to ilość jego przepływająca w jednostce czasu

$$Q = P \cdot v \cdot m^3 / \text{sek}$$

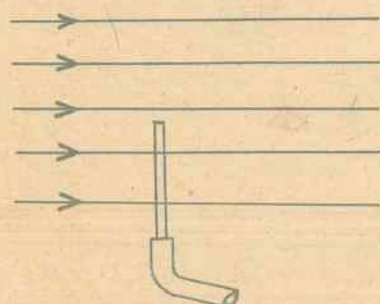
gdzie

P - przekrój wyrobiska w m^2 ,

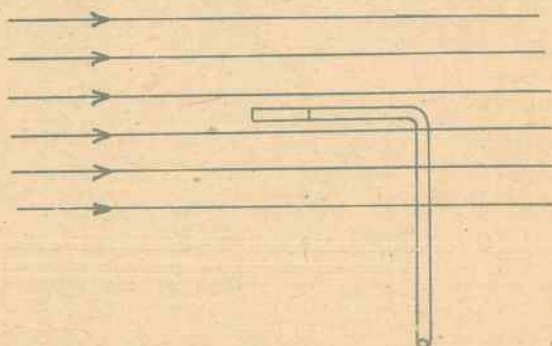
v - prędkość w m/sek.

Rurki Pitota. Ciecz lub gaz, zawarte w naczyniu, jeśli są w spoczynku wywierają na naczynie tzw. ciśnienie statyczne (rys. 138) z jednakową siłą na wszystkie strony. Jeśli ciecz lub gaz jest w ruchu, wówczas od strony prądu mamy tzw. ciśnienie dynamiczne.

Suma ciśnienia statycznego i dynamicznego daje ciśnienie całkowite. Ciśnienie całkowite zmierzyć można za pomocą rurki zgiętej w kierunku przeciwnym ruchowi powietrza, tzw. rurki Pitota (rys. 139). Ciś-



Rys. 138. Ciśnienie statyczne



Rys. 139. Rurka Pitot'a

nienie statyczne mierzy się za pomocą zwykłej rurki statycznej. Im prędkość przepływu gazu jest większa, tym większe jest ciśnienie dynamiczne. Prędkość przepływu może być obliczona z wzoru:

$$v = \sqrt{\frac{2g(p - p_1)}{\gamma}}$$

gdzie

v - prędkość w m/sek,

g - przyspieszenie ziemskie 9,81 m/sek²,

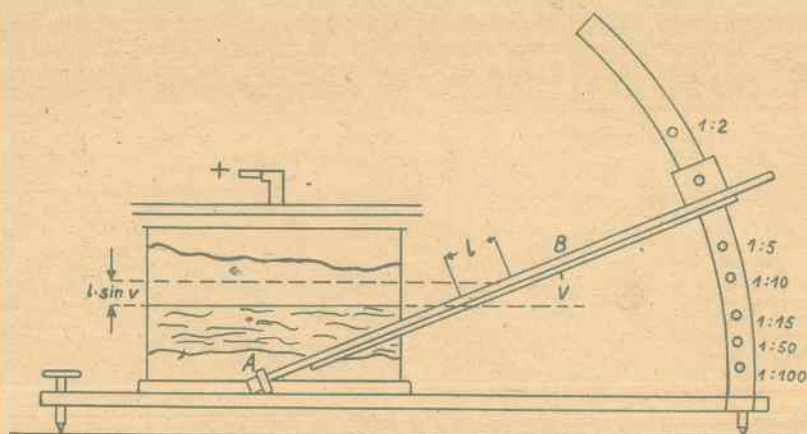
p - ciśnienie całkowite w kg/m² czyli w mm słupa wody,

p_1 - ciśnienie statyczne " " " " ,

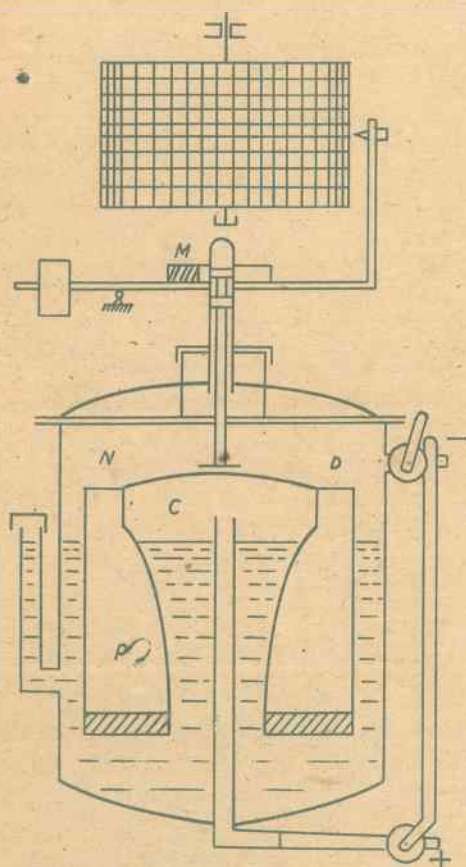
γ - ciężar właściwy powietrza ok. 1,2 kg/m³.

Do pomiarów prędkości na zasadzie Pitota używa się rurek kombinowanych, które stanowią połączenie w jedną całość rurki dynamicznej z rurką statyczną. Końcówki tych rurek łączy się z manometrem, mierzącym różnicę ($p - p_1$) w milimetrach słupa wody.

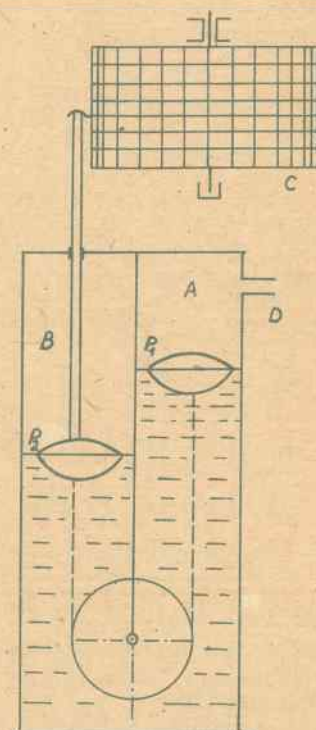
Różnicę ciśnienia powietrza w kopalniach, np. prężność powietrza za tamami, mierzy się za pomocą zwykłych manometrów wodnych, lub alkoholowych. Przy pomiarach b.malej różnicy ciśnień używa się tzw. mikromanometrów pochyłych (rys. 140).



Rys. 140. Mikrometr



Rys. 141. Wolumenometr



Rys. 142. Depresjomierz

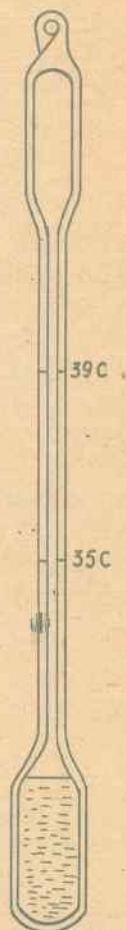
Rurki Pitota w połączeniu z mikromanometrami nadają się do pomiarów prędkości od 1,2 - 1,5 m/sek wzwyż. Im większa jest prędkość powietrza, tym pomiar jest dokładniejszy. Rurki Pitota umieszcza się w kanale powietrznym do wentylatora w celu rejestrowania prędkości, a przez to i ilości powietrza.

Przyrządy do pomiaru i zapisywania ilości powietrza noszą nazwę wolumenometrów (rys. 141). Do automatycznego zapisywania ciśnienia statycznego panującego w przestrzeni badanej służą przyrządy zwane depresjomierzami samopiszącymi (rys. 142).

Dalszym sposobem obliczenia prędkości powietrza jest sposób za pomocą katatermometru suchego. Mając ilość kastopni "K" i temperaturę powietrza t można według wzoru Weissa wyznaczyć prędkość:

$$v = 4,16 \left(\frac{K}{36,5 - t} - 0,14 \right)^2 .$$

Katatermometr (rys. 143) może być stosowany przy prędkościach od 0,1 m/sek. Opis katatermometrów i sposobów przeprowadzenia nimi pomiarów podany jest na str. 200. Z innych sposobów pomiaru prędkości wymienić można pomiar na podstawie ruchu gazów. Bada się w tym wypadku prędkość przepływu, np. dymu na odmierzonej odległości.



Rys. 143.
Katatermo-
metr

7. Ilość powietrza potrzebna w kopalni

Przepisy wymagają, by na jednego człowieka na zmianę najmniejsza ilość powietrza wynosiła 3 m³/min w kopalniach o głębokości do 400 m, w kopalniach zaś głębokich powyżej 400 m, niegazowych - 4 m³/min. W kopalniach gazowych ilość powietrza na pracownika wynosić ma co najmniej 3 - 5 m³/min.

W praktyce ilość powietrza wchodzącego do kopalni jest większa (15 - 20 m³/min, w gazowych 20 - 40 m³/min). Z całkowitej ilości wchodzącego powiet-

rza powinno co najmniej 50 % dopływać do przodków eksploatacyjnych. Przy projektowaniu kopalń ilość powietrza oblicza się w zależności od wydobycia:

dla kopalń niegazowych:

$$Q \text{ m}^3/\text{min} = (1,4 - 1,0) T \text{ do } 400 \text{ m g\l{}ębokości kopalni,}$$

$$Q \text{ " } = (1,4 - 2,0) T \text{ ponad } 400 \text{ m " "}$$

dla kopalń gazowych:

$$Q \text{ m}^3/\text{min} = (1,4 - 2) T - \text{I kategoria}$$

$$Q \text{ " } = (2,0 - 3,0) T - \text{wyższe kategorie}$$

8. Wilgotność powietrza

W powietrzu występuje oprócz innych składników również para wodna. Całkowita ilość pary wodnej przypadająca na 1 m³ powietrza, wyrażona w gramach nazywa się wilgotnością bezwzględną. Każdej temperaturze powietrza odpowiada pewna określona maksymalna ilość pary wodnej, która powietrze nasyci. Ilość ta zwiększa się z temperaturą powietrza i dla temperatury np. -10°C wynosi 2,3 g/m³, a dla +20° = 17 g/m³ itp. Dla określenia stopnia wilgotności powietrza porównujemy ilość pary wodnej zawartej w powietrzu badanym, z ilością pary, która w danej temperaturze powietrze nasyci. Stosunek procentowy tych dwóch wielkości nazywa się wilgotnością względną (n):

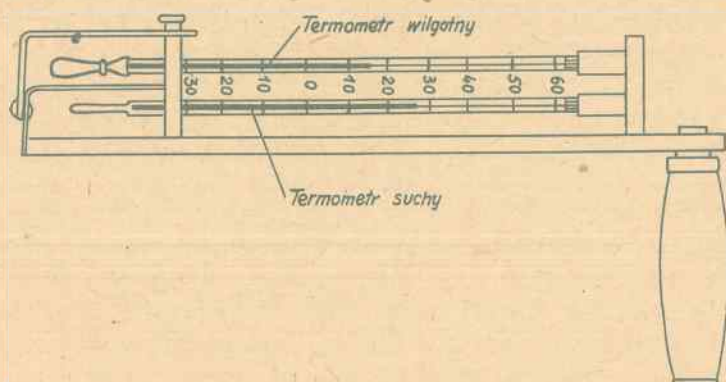
$$n = 100 \cdot \frac{f}{F},$$

gdzie

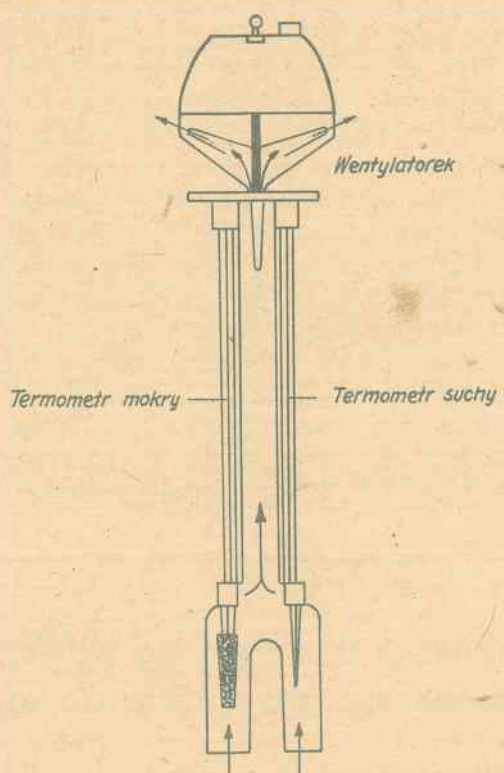
f - ciężar pary wodnej znajdującej się w badanym powietrzu o temperaturze (t),

F - ciężar pary wodnej, która w temperaturze (t) powietrze nasyci.

Powietrze normalne zawiera pary wodnej 60 - 80 %, poniżej zawartości 60 % do 40 % określa się powietrze jako suche, a poniżej 40 % - jako b. suche. Określić wilgotność bezwzględną możemy przepuszczając powietrze przez odczynniki pochłaniające z niego wilgoć. Ciało absorbujące wilgoć z powietrza jest po eksperymencie cięższe, wobec czego różnica w jego wadze będzie odpowiadała ciężarowi wchłoniętej pary wodnej.



Rys. 144. Psychrometr



Rys. 145. Psychroaspirator

Do oznaczenia wilgotności względnej służą przyrządy zwane higrometrami. Działanie higrometru włosowego polega na wydłużeniu się włosa pod wpływem wilgoci. W kopalniach używa się zwykle przyrządów zwanych psychrometrami (rys. 144), (przyrządy do badania suchości powietrza). Psychrometr składa się z dwóch termometrów: suchego i wilgotnego. Wilgotny termometr ma bańkę owiniętą muslinem zwilżonym wodą. Wskutek parowania wody termometr wilgotny pokazuje temperaturę tym niższą, im powietrze jest suchsze. Na podstawie odczytów temperatur na obu termometrach oznaczamy, posługując się tablicami lub wykresami dołączonymi do przyrządu, wilgotność względną. Psychrometry rozróżnia się obrotowe, które dla ułatwienia parowania wody mogą być obracane, albo tzw. psychroaspiratory (rys. 145), zeopatrzone w małe wentylatorki, które wprawione w ruch powodują szybsze parowanie wody.

9. Ciepłne warunki pracy

Przy wykonywaniu pracy człowiek wydziela pewną ilość ciepła, które musi być odprowadzone, dla utrzymania równowagi cieplnej ciała ludzkiego. Odprowadzenie ciepła zależy od temperatury, wilgotności i prędkości powietrza. Do pomiaru działania chłodzącego służy tzw. katatermometr (rys. 143). Jest to termometr alkoholowy, na którym oznaczone są dwa tylko punkty: jeden odpowiadający temperaturze 35°, a drugi - 38°. Przed pomiarem katatermometr podgrzewa się, by alkohol wypełnił rurkę aż do 1/3 górnego rozszerzenia, następnie wieszka się w miejscu badanym i mierzy czas spadania alkoholu między kreskami. Im czas spadania jest krótszy, tym chłodzenie postępuje szybciej i odwrotnie. Intensywność chłodzenia określa się ilością katastopni.

$$K = \frac{F}{T};$$

gdzie

F - stała podana dla każdego katatermometru,

T - czas w sek spadania alkoholu między kreskami,

K - ilość katastopni.

Im katastopni wypada więcej, tym chłodzenie jest intensywniejsze.

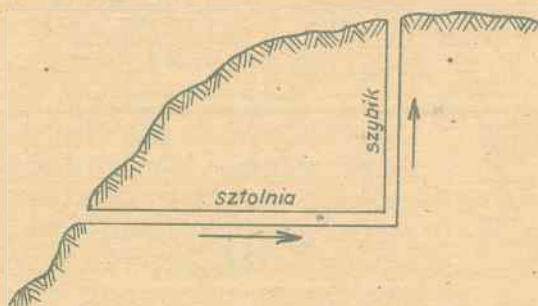
Pomiary chłodzenia można wykonać termometrem suchym lub wilgotnym. Wilgotny kateterometr odpowiada wilgotnej od potu skórze człowieka. Ciepłne warunki pracy określa się zwykle za pomocą katastopni wilgotnych.

Najlepsze warunki pracy w kopalni są, gdy ilość katastopni wilgotnych w miejscach pracy leży w granicach 18 - 25.

Zespół czynników takich jak temperatura, wilgoć, prędkość powietrza tworzących warunki dla pracy ludzkiej, określa się mianem komfortu pracy.

10. Ruch powietrza w kopalni

Kopalnia posiada co najmniej dwa wyrobiska łączące sieć podziemnych wyrobisk z powierzchnią, zwykle dwa szyby pionowe. Ruch powietrza w kopalni odbywa się w ten sposób, że na powierzchni przy jednym z szybów ustawiony jest wentylator ssący (rzadziej tłoczący), który uruchomiony powoduje ssaniem przepływ powietrza przez podziemne wyrobiska. Szyb, którym wchodzi powietrze do kopalni, nazywa się wciągającym lub wdechowym, ten zaś, którym powietrze na powierzchnię wychodzi, nosi nazwę wydechowego, wyciągającego lub wentylacyjnego. Przewietrzanie kopalni za pomocą wentylatorów jest przewietrzaniem sztucznym. Oprócz przewietrzania wywołanego ruchem wentylatora istnieje również tzw. przewietrzanie naturalne, przy którym czynnikami powodującymi ruch powietrza są różnice temperatury i składu powietrza, różnice wysokości miejsca wlotu i wylotu powietrza, wiatr itp.



Rys. 146. Przewietrzanie naturalne

Przykład przewietrzania naturalnego przedstawia rysunek 146 (połączenie sztolni i szybika). Powietrze w szybiku ogrzane i lżejsze wypływać będzie w porze zimowej na powierzchnię, a na jego miejsce wypływać będzie sztolnią powietrze zimowe. Utworzy się w tym wypadku kierunek naturalnego przepływu powietrza świeżego przez sztolnię i odpływu szybikiem. W porze letniej temperatura powietrza na powierzchni będzie wyższa od temperatury powietrza w szybiku, więc kierunek przepływu zmieni się.

Powodem naturalnego przewietrzania są różnice temperatur lub różnice poziomów wlotu i wylotu powietrza.

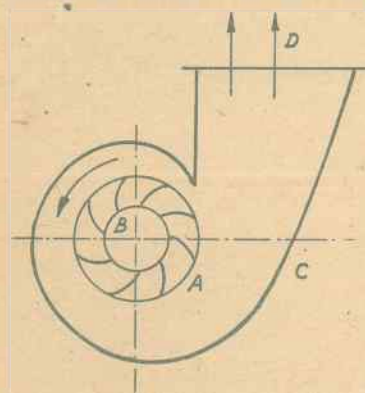
Wadą przewietrzania naturalnego jest możliwość zmiany kierunku przepływu powietrza w różnych porach roku.

Przepisy technicznej eksploatacji kopalń węgla wymagają dla każdej kopalni zabudowania wentylatora ssącego na powierzchni.

11. Wentylatory

Wentylator jest to maszyna służąca do wywołania ruchu powietrza pod wpływem umiarkowanych depresji, nie przekraczających 1000 mm słupa wody.

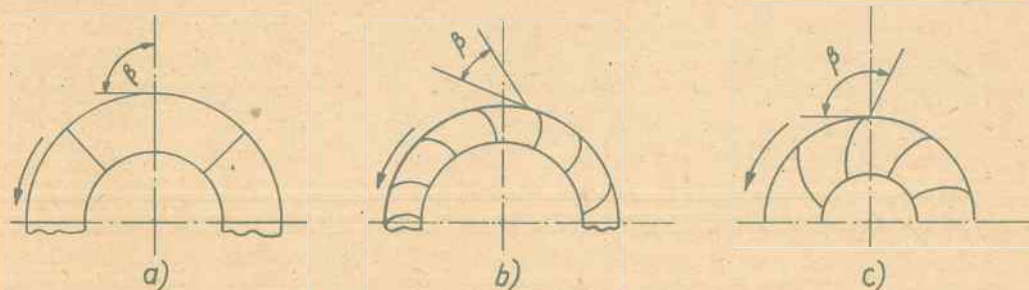
Wentylatory stosowane w górnictwie do głównego przewietrzania rozróżniamy: 1. odśrodkowe, 2. osiowe, czyli skrzydłowe.



Rys. 147. Wentylator odśrodkowy

Wentylator odśrodkowy (rys. 147) składa się z koła łopatkowego, umocowanego na wale obracającym przez silnik elektryczny, z osłony, i dyfuzora. Wskutek obrotu koła łopatkowego powietrze jest wyrzucone na zewnątrz odśrodkowo, a na jego miejsce wchodzi przez otwór ssący powietrze nowe. Kierunek ruchu powietrza nie jest zależny od kierunku obrotu koła łopatkowego. Koło łopatkowe otoczone jest płaszczem, zakończonym dyszą, czyli dyfuzorem. Łopatki mogą być (rys. 148 a, b, c) promieniowe, zakrzywione w przód lub zakrzywione

w tył. Promieniowe stosowane są, gdy potrzebna jest zmiana kierunku obrotów. Łopatkı zakrzywione w przód dają największą depresję. Wytwarzać można nimi wysokie ciśnienie, przy niedużej ilości powietrza. Łopat-

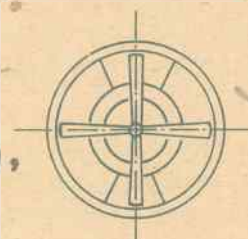


Rys. 148. Łopatkı wentylatora

ki zakrzywione w tył dają niskie depresje i dużą wydajność powietrza.

Wentylatory osiowe (rys. 149) mają skrzydła, które w czasie obrotu wywołują ruch powietrza w kierunku równoległym do osi obrotu. Ruch powietrza odbywa się w jedną lub drugą stronę, zależnie od kierunku obrotu.

Ruch powietrza za pomocą wentylatorów odbywa się na skutek wytworzonego przez wentylator ciśnienia, czyli kompresji w wypadku gdy wentylator umieszczony jest w punkcie A (rys. 150a), lub depresji (ssanie), gdy wentylator jest w punkcie końcowym B (rys. 150b). Oprócz tych dwóch wypadków może być trzeci, gdy wentylator dla jednego odcinka przewodu wytwarza kompresję, a dla drugiego depresję (rys. 150c).



Rys. 149.
Wentylator
osiowy

Różnica ciśnienia (h) za i przed wentylatorem nosi nazwę depresji. Termin depresja stosowany jest do oznaczenia różnicy ciśnienia, wytworzonej przez wentylator niezależnie od tego, czy wentylator działa ssąco, czy tłoczaco. Depresję mierzy się wysokością słupa wody w mm.

Wentylatory o depresji 6 - 100 mm H_2O nazywają się niskiego ciśnienia.

Wentylatory o depresji 100 - 200 mm H_2O nazywają się średniego ciśnienia.

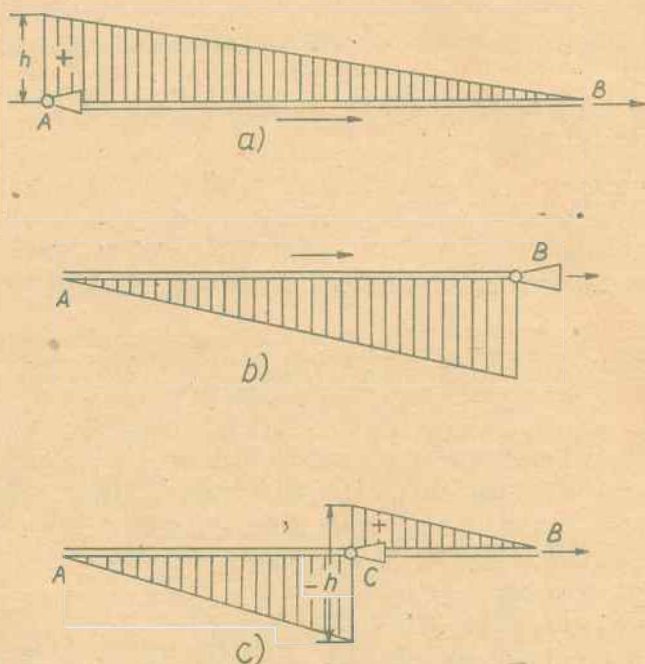
Wentylatory o depresji 200 - 500 mm H₂O nazywają się wysokiego ciśnienia.

Moc silnika elektrycznego dla wentylatora o wydajności Q m³/sek i depresji (h) mm H₂O obliczyć można z wzorów:

$$N = \frac{Q \cdot h}{75 \cdot \eta} \text{ KM}$$

$$N = \frac{Q \cdot h}{102 \cdot \eta} \text{ KW}$$

η - współczynnik sprawności średnio (0,4 - 0,7) - 0,6



Rys. 150. Depresja wentylatora

12. Pomiar depresji całości kopalni

Depresję wentylatora mierzy się za pomocą rurki statycznej, umieszczonej w kanale wentylacyjnym i połączonej ze zwykłym manometrem wodnym lub depresjomerem samopiszącym.

Oprócz depresji sztucznej, wytworzonej przez

wentylator, istnieje depresja naturalna całości kopalni. Oznaczyć można depresję naturalną przez bezpośredni pomiar za pomocą manometru. W tym celu umieszcza się w całym prądzie powietrza zamkniętą tamę i mierząc różnicę ciśnienia przed i za tamą otrzymujemy wielkość depresji naturalnej równej tej różnicy.

Drugi sposób oznaczania depresji naturalnej, podany przez prof. Budryka, polega na przeprowadzeniu pomiarów ciśnienia i temperatury w punktach głównych na drodze przepływu powietrza. Wyniki pomiarów nanosi się na wykres izoterm i po połączeniu punktów liniami prostymi otrzymuje się pole zamknięte, którego wielkość wyraża w pewnej skali wielkość depresji naturalnej w metrach słupa powietrza. Dla otrzymania depresji w mm słupa wody należy pomnożyć ją przez ciężar właściwy (średni) powietrza.

Wielkość depresji naturalnej waha się od kilku mm H₂O do 40 mm i więcej w kopalniach głębokich.

Całkowitą depresję kopalni otrzymuje się sumując depresję wentylatora i depresję naturalną.

13. Opory ruchu powietrza w wyrobiskach

Przy przepływie powietrza w wyrobisku występują opory ruchu na skutek jego tarcia o ściany wyrobiska bądź na skutek zmian przekroju poprzecznego wyrobiska, zakrętów wyrobiska itp.

Przy obliczaniu oporów uwzględnia się tylko opory wskutek tarcia i opory tam regulacyjnych. Opory wspomniane powodują stratę naporu powietrza, czyli depresję (h).

Wielkość straty naporu czyli wielkość depresji (h) obliczyć można z wzoru Girarda i d'Aubissona.

$$h = c \frac{L \cdot P}{S^3} \cdot Q^2,$$

gdzie

h - strata naporu w mm słupa wody,

c - współczynnik oporu,

L - długość wyrobiska w metrach,

P - obwód wyrobiska w metrach,

S - powierzchnia przekroju wyrobiska w metrach kwadratowych,

Q - ilość powietrza w m³/sek.

W równaniu powyższym wielkość $\frac{c \cdot L \cdot P}{S^3} = R$ nosi nazwę

wę oporu właściwego. Wobec tego, że opór ten wyraża się w niewielkich ułamkach, Petit zaproponował, aby za jednostkę oporu właściwego przyjąć miurg, przy czym $M = 1000 R$,

$$R = \frac{M}{1000} \quad h = \frac{M}{1000} \cdot Q^2 = 0,001 M Q^2.$$

Współczynnik "c" zależy co do wartości od gładkości ścian wyrobiska, rodzaju obudowy, obecności w przekroju wyrobiska urządzeń, przekroju wyrobiska i prędkości powietrza.

Dla wyrobisk z obudową betonową $c = 0,0003$,

" " w węglu bez obudowy $c = 0,0005-0,0006$

" szybów z obudową murową $c = 0,002 - 0,003$

Wielkość oporów charakteryzuje trudności przewietrzania kopalń, dla charakterystyki łatwości przewietrzania wprowadził Murgue pojęcie otworu równoznacznego.

Otwór równoznacznycy całości kopalni lub jej części jest otworem w cienkiej ściance o takiej wielkości, przez którą przy danej depresji przepływa taka sama ilość powietrza, co przez daną kopalnię lub jej część.

Otwór równoznacznycy oznacza się literą "A" i mierzy się w m². Między oporem w miurgach a otworem równoznacznym zachodzi zależność, którą wyraża wzór:

$$MA^2 = 144$$

$$A = \frac{12}{M}.$$

Wzór na otwór równoznacznycy przy danej ilości powietrza (Q m³/sek) i depresji wentylatora (h) w mm słupa wody

$$A = 0,38 \frac{Q}{\sqrt{h}}.$$

Kopalnie, których otwór równoznacznycy jest mniejszy

od 1 m² nazywane są wąskimi (trudnymi do przewietrzania), od 1 - 2 m² - średnimi, powyżej zaś 2 m² - szere-
rokimi (łatwymi do przewietrzania).

Opór sieci wentylacyjnej. Wyróbiska kopalniane, którymi przepływa powietrze, tworzą sieć. W sieci tej opory łączą się ze sobą tworząc system przewietrzania. Połączenia te mogą być szeregowo i równoległe. Opór przy połączeniu szeregowym równa się sumie oporów poszczególnych części:

$$M = m_1 + m_2 + \dots + m_n$$

Opór połączenia równoległego oblicza się, posługując się otworami równoznacznymi i wyznaczając otwór równoznaczny całego połączenia:

$$A = a_1 + a_2 + \dots + a_n$$

Z otworu równoznacznego przechodzi się do obliczenia oporu stosując wzór

$$M = \frac{144}{A^2}$$

Opór tamy regulacyjnej. Tama regulacyjna jest to zwykła tama drewniana z okienkiem, którego otwór może być zmieniany zasuwą. Wymiary okienek: wysokość 0,25 - 0,75 m, szerokość 0,5 - 1,0 m. Powietrze przy przejściu z przekroju większego wyróbiska przez okienko tamy o mniejszym przekroju podlega zagęszczeniu strug powietrza w okienku, z rozluźnieniem ich następnie za tamą. Powstają przy tym wiry, powodujące opór, który można obliczyć na podstawie wzoru:

$$M = 177 \left(\frac{1}{S_1} - \frac{1}{S} \right)^2$$

gdzie

S_1 - przekrój okienka,

S - przekrój chodnika.

Klasyfikacja systemów przewietrzania. Rozróżniamy 3 kategorie systemów przewietrzania:

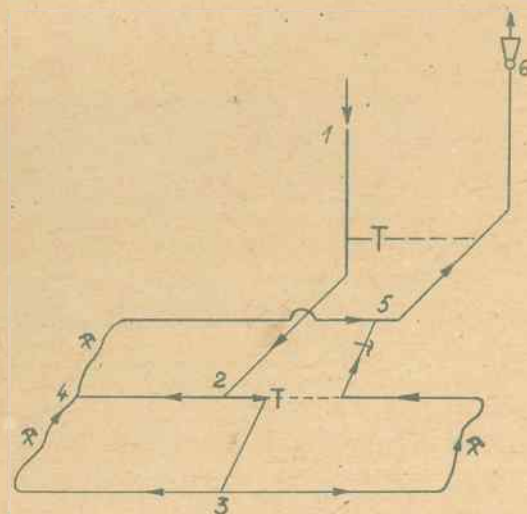
1. Systemy nie rozgałęzione, składające się z części połączonych ze sobą szeregowo,

2. Systemy rozgałęzione-normalne,

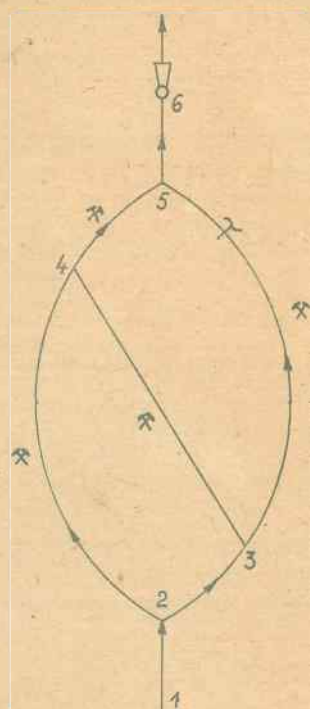
3. Systemy rozgałęzione-przekątne.

System normalny składa się z części rozgałęzionych równoległych, połączonych ze sobą szeregowo. System przekątny zachodzi wówczas, gdy występują bocznicie łączące dwa punkty różnych bocznic.

Schemat orientacji w sposobie przewietrzania kopalni oraz dla ułatwienia obliczeń stosuje się tzw. schematy przewietrzania. Schematy mogą być przestrzenne, które są pomocne do ogólnego zorientowania się o sposobie przewietrzania kopalń. Schemat przestrzenny przedstawia drogi wlotowe i wylotowe powietrza, oraz rozmieszczenie tam w chodnikach (rys. 151).



Rys. 151. Schemat przestrzenny przewietrzania



Rys. 152. Schemat kanoniczny przewietrzania

Schemat kanoniczny (rys. 152) przedstawia system przewietrzania, bocznicie, miejsca umieszczenia wentylatorów, kierunki prądów, tamy regulacyjne, opory poszczególnych bocznic oraz ilości przepływającego w bocznicach powietrza.

14. Rozprowadzenie powietrza w kopalni

Każde miejsce pracy w kopalni powinno mieć przewietrzanie zabezpieczające korzystne warunki dla pracy i zdrowia robotników. Jednym prądem powietrza nie można przewietrzać wszystkich robót, ponieważ robotnicy pracujący w najdalszych punktach kopalni otrzymaliby powietrze najbardziej zanieczyszczone. Przepisy górnicze przewidują, że w jednym prądzie powietrza (w rejonie wentylacyjnym) liczba zatrudnionych ludzi nie może przekraczać 130 - w kopalniach niegazowych, a 100 - w kopalniach gazowych. Prąd powietrza wpływającego do kopalni dzieli się więc na kilka prądów niezależnych, tworząc przez to rozgałęziony system przewietrzania, który nie tylko czyni zadość przepisom górniczym, ale jest również korzystny dlatego, że opór systemu rozgałęzionego jest mniejszy, wobec czego łatwość przewietrzania kopalni jest większa. Rozdział powietrza w kopalni na poszczególne bocznice odbywa się przez regulację za pomocą tam regulacyjnych bądź przez zastosowanie wtórnych wentylatorów podziemnych, w tym ostatnim wypadku za zgodą urzędu górniczego.

W praktyce najczęściej stosuje się tamy regulacyjne, a wyjątkowo, gdy opór bocznicy jest duży i chcemy przeprowadzić dużą ilość powietrza - wentylatory wtórne.

Dla zmniejszenia oporów w kopalni chodniki wentylacyjne powinny być utrzymane w dobrym stanie, mieć odpowiedni przekrój i długość możliwie nie za wielką. Dotyczy to szczególnie głównych chodników wentylacyjnych, którymi płynie duża ilość powietrza. Unikanie nagłych zakrętów i tam regulacyjnych, poza tylko koniecznymi, przyczynia się do zmniejszenia oporów. Ekonomia przewietrzania wymaga również utrzymania wszelkich tam, drzwi w należyтым porządku, by wskutek ich nieuszczelności nie uciekało tamtędy powietrze świeże najkrótszą drogą do szybu wentylacyjnego, lecz by przepływało do wyrobisk, gdzie odbywa się praca, w ilości możliwie jak największej.

Przewietrzanie kopalni może być ssące lub tłoczące. Przewietrzanie ssące zachodzi wówczas, gdy szymbem wydobywczym, który jest zwykle głębszy od wentylacyjnego, wpływa powietrze pod wpływem depresji wytworzonej przez wentylator ssący, umieszczony na szybie wentylacyjnym. W tym wypadku wznosi się powietrze w ogólnym swoim przepływie z poziomu głębszego

(wydobyczego) na poziom górny wentylacyjny. Kierunek wznoszący się przepływu powietrza jest kierunkiem zgodnym z naturalnym kierunkiem ruchu powietrza ciepłego. W przypadku przewietrzania ssącego musi być uszczelniony szyb wentylacyjny, aby powietrze ssane przez wentylator pochodziło z sieci wyrobisk kopalniowych, a nie z powierzchni.

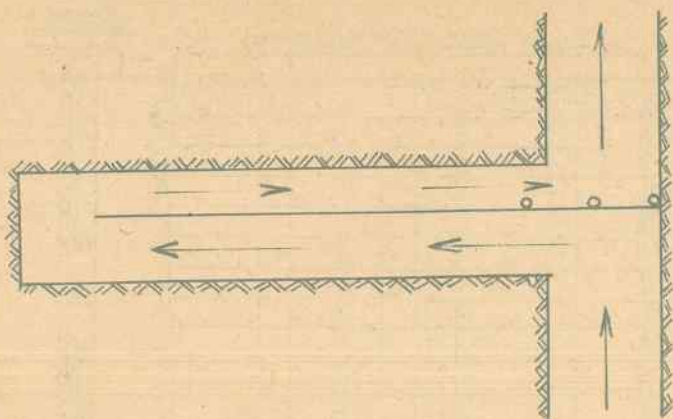
Celem skierowania powietrza do przodków ślepych (pojedynczych) stosuje się tamy i przegrody powietrzne (rys. 153, 154).

Przegrody powietrzne mogą być z płótna, drewniane z desek. Tamy mogą być wykonane z płótna (rys. 155), drewniane (rys. 156 a, b), murowane, lub kłocowe (rys. 157).

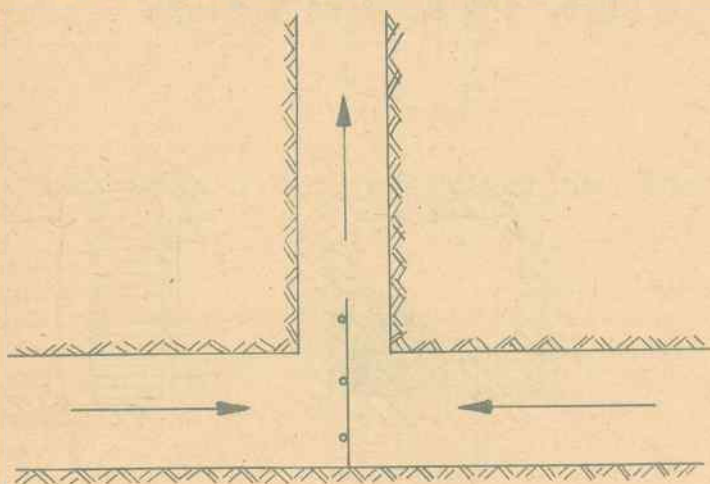
Dla umożliwienia przeprowadzenia dwóch różnych prądów powietrza (świeżego i zużytego), które płyną w chodnikach krzyżujących się, buduje się tzw. mosty wentylacyjne (rys. 158).

W chodnikach długich, pojedynczych, których nie można przewietrzać przez dyfuzję, zakłada się dla przewietrzania ich przodków tzw. lutnie wentylacyjne (rys. 159). Lutnia wentylacyjna jest to rura blaszana o średnicy 300 - 500 mm, długości 2 - 3 m. Lutniami połączonymi w ciąg tłoczy się za pomocą wentylatora lutniowego powietrze do przodku, które następnie odpływa wolnym przekrojem chodnika w kierunku powrotnym. Zamiast sposobu tłoczącego można stosować ssące przewietrzanie, przy którym powietrze z przodku ssane jest przez wentylator i przepływa lutniami, a dopływ świeżego powietrza odbywa się chodnikiem (rys. 160). W pobliżu samego przodku zabudowuje się krótki odcinek lutni płóciennych (rys. 161), które przed strzelaniem w przodku można oddalić przez zsuniecie. Rysunek 162 przedstawia tamę regulacyjną. Okienko nad drzwiami zaopatrzone jest w zasuwę, którą można przesuwac i w ten sposób zmniejszać lub powiększać wolny przekrój okienka.

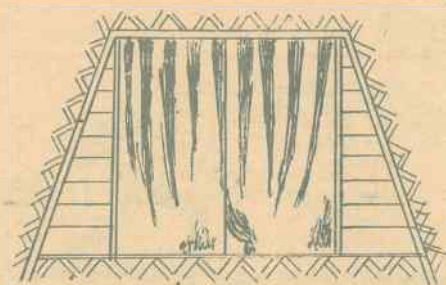
Przewietrzanie przez dyfuzję dozwolone jest przepisami do 30 m w kopalniach niegazowych, a w kopalniach gazowych I kat. do 15 m, w wyższych zaś kategoriach do 5 m. W kopalni gazowej nie wolno przewietrzać przez dyfuzję wyrobisk wznoszących się, lecz jedynie wyrobiska poziome lub prowadzone po upadzie.



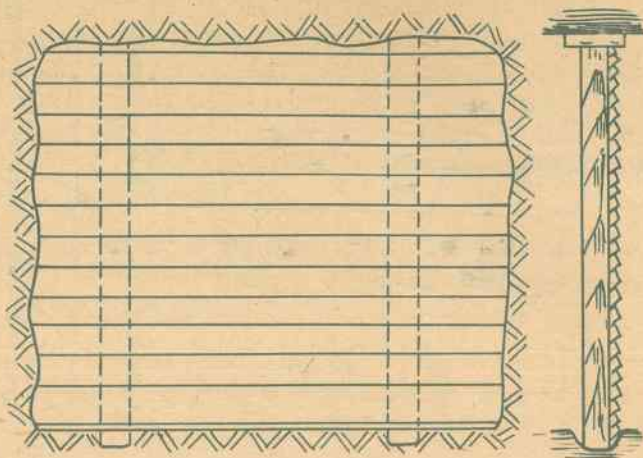
Rys. 153. Przegroda wentylacyjna



Rys. 154. Przegroda wentylacyjna



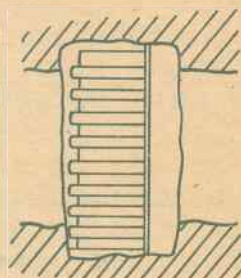
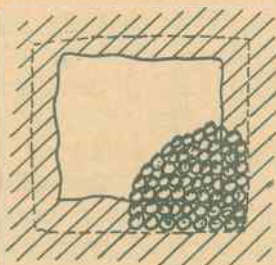
Rys. 155. Tęma płócienna



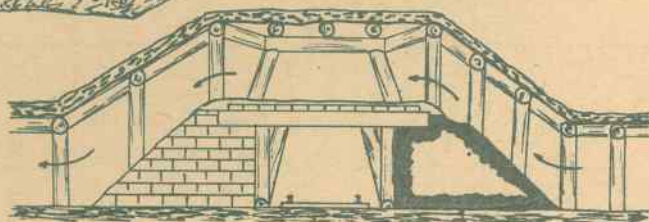
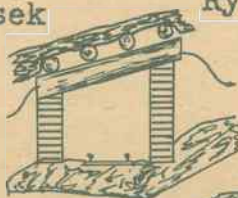
Rys. 156 a. Tama z desek



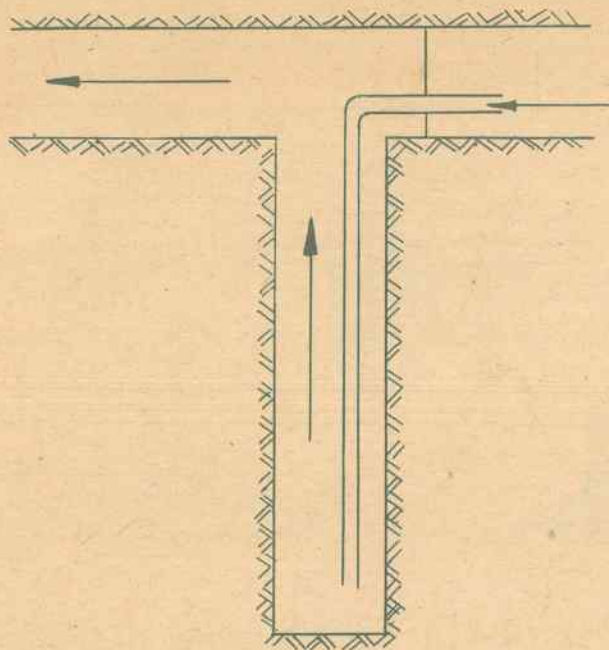
Rys. 156 b.
Tama z desek



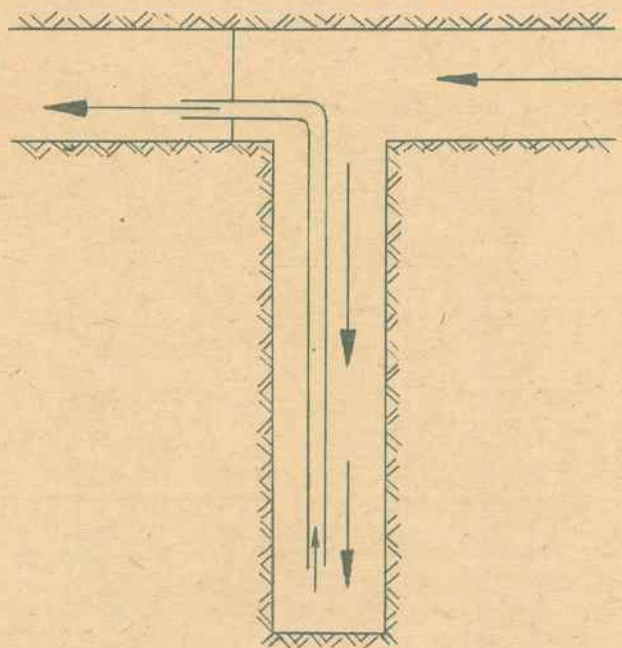
Rys. 157. Tama klocowa



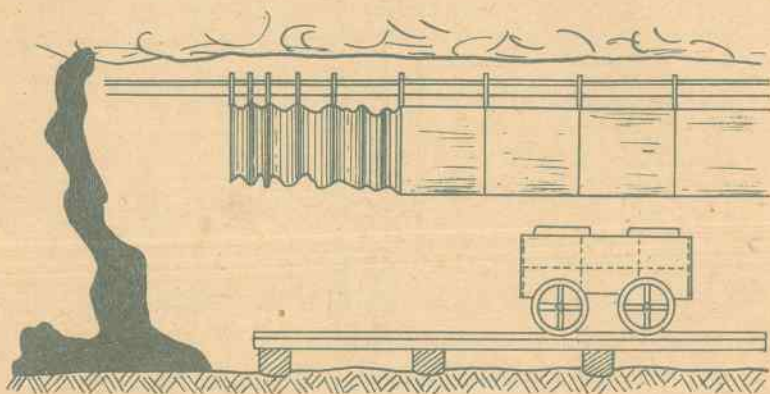
Rys. 158. Mosty wentylacyjne



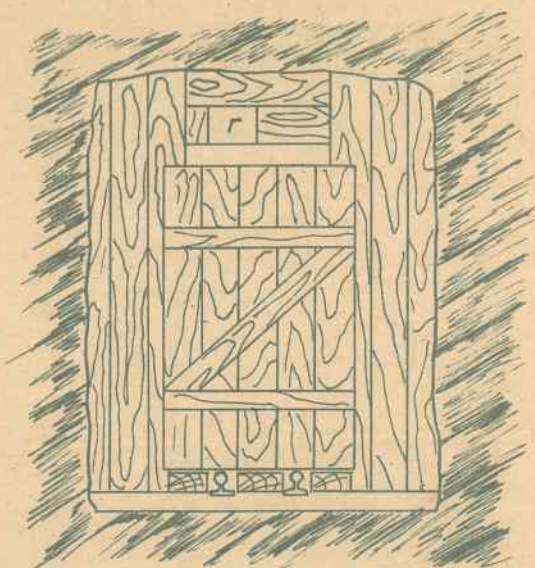
Rys. 159. Lutnia wentylacyjna tłocząca



Rys. 160. Lutnia wentylacyjna ssąca



Rys. 161. Lutnia wentylacyjna płócienna



Rys. 162. Tama regulacyjna z drzwiami i okienkiem regul (r)

VII. POŻARY PODZIEMNE

1. Przyczyny pożarów podziemnych

Przyczynami pożaru podziemnego może być:

- a) nieostrożne obchodzenie się z ogniem w szwach i chodnikach z obudową drewnianą,
- b) wybuch gazu kopalnianego lub pyłu węglowego, który może być powodem zapalenia się materiałów palnych napotykanym po drodze,
- c) krótkie spięcie przewodów elektrycznych,
- d) samozapalenie się węgla lub rud siarczkowych.

Najczęstszą przyczyną w kopalniach węgla jest samozapalenie się węgla. Zjawisko samozapalenia się węgla wywołane jest utlenianiem się węgla, któremu sprzyja zdolność adsorpcyjna, czyli zdolność gromadzenia i zagęszczania cząsteczek tlenu na powierzchni węgla. Procesowi adsorpcji towarzyszy już wydzielanie się ciepła. W miarę wzrostu temperatury proces utleniania staje się coraz to intensywniejszy, a ponieważ jest on procesem egzotermicznym, jeśli ciepło nie jest odprowadzane więc temperatura węgla podnosi się, węgiel odgazowuje się, wydzielają się węglowodory aromatyczne, następnie tlenek węgla (CO). Po osiągnięciu temperatury około 350°C następuje zapalenie się gazowych produktów rozkładu i proces utleniania przechodzi w palenie.

Podatniejsze do samozapalenia się są: pył i miak węglowy, z powodu wielkiej powierzchni zetknięcia się z powietrzem.

W starych zrobach i innych miejscach nagromadzenia skruszonego węgla, którymi są np. szczeliny w filarach oporowych, istnieją możliwości powstawania ognisk pożarowych, gdyż tam jest materiał węglowy palny, tlen również, a odprowadzenie ciepła jest małe.

Samozapalenie się węgla może nastąpić poza tym na skutek wpływu takich czynników jak:

a) obecność pirytu (Fe S_2), którego samozagrzanie przebiega prędzej niż węgla,

b) wilgotność,

c) skład petrograficzny węgla (witryt kruszy się łatwo),

d) ciśnienia skał, które wywołują powstawanie szczelin i kruszenie się węgla,

e) systemy wybierania (odbudowy) - Pozostawianie w starych zrobach węgla sprzyja powstawaniu pożarów,

f) sposób przewietrzania (przepływ powietrza przez stare zroby zwiększa niebezpieczeństwo pożarów).

W czasie pożaru wytwarza się oprócz dwutlenku węgla również tlenek węgla oraz z suchej destylacji węgla metan i wodór. Dym z ogniska pożarowego zawiera dużą ilość cząstek węgla. Z uwagi na to, że w czasie pożaru występują składniki, mogące wytworzyć mieszaninę wybuchową w obecności tlenu.

W wyrobiskach pożarowych oraz tych, przez które płynie dym pożarowy, przepisy zabraniają używania otwartego światła. Aby powstał wybuch muszą gazy pożarowe zmieszane z tlenem zetknąć się z ogniem. Może to nastąpić przy tzw. odwróceniu się prądu pod wpływem depresji ognia.

Skierowanie dymu wraz ze świeżym powietrzem do ognia może nastąpić również przy zatrzymaniu wentylatora lub przy zmianie wentylacji ssącej na tłoczącą. W czasie pożaru nie należy więc zatrzymywać wentylatora, lub zmieniać wentylacji ssącej na tłoczącą, wyjątek - pożar w szybie wdechowym.

Zapobieganie pożarom w starych zrobach polega na czystym wybieraniu węgla oraz na niedopuszczaniu do starych zrobów powietrza, np. przez podsadzenie starych zrobów podsadzką płynną. Zapobiec dopuszczeniu powietrza do starych zrobów można również przez izolowanie wybranych pól pokładowych za pomocą tam kłocowych lub murowanych.

Do czynników, również o znaczeniu profilaktycznym przeciw pożarom należą: zmniejszanie wymiarów wyrobisk, a przez to zmniejszanie w nich ciśnienia, ograniczanie ilości wyrobisk do ilości potrzebnej do utrzymania produkcji, izolowanie szczelin wypeł-

nionych miałem, uszczelnienie boków wyrobiska za pomocą gliny, piasku, zaprawy wapiennej lub cementowej albo wykonanie obudowy murowej. Wypełnić szczeliny w oporowcach można również przez zamulanie ich jak też przez wtłaczanie do nich mieszaniny wapna, wody i popiołu.

2. Oznaki pożaru podziemnego

Oznakami pożaru podziemnego są:

- a) podwyższona temperatura węgla i powietrza,
- b) wydzielanie się dwutlenku węgla i pary wodnej,
- c) sucha destylacja węgla, wydzielanie się węglowodorów, a wśród nich aromatycznych oraz częściowo również tlenku węgla, wydzielanie się dymów,
- d) zapalenie się węgla.

Sposoby tłumienia pożarów. Pożar podziemny w kopalni można stłumić przez:

1. Usunięcie materiału palnego, a więc w wypadku węgla, wybranie zagrzanego, a nawet palącego się węgla, gdy ognisko pożarowe jest niewielkie i łatwy jest dostęp do niego.

2. Gaszenie wodą, wskutek czego następuje obniżenie temperatury.

Wadą tego sposobu jest tworzenie się pary wodnej, a przy obecności rozżarzonego węgla powstawanie CH_4 , który jest niebezpieczny, gdyż z powietrzem może tworzyć mieszaninę wybuchową.

3. Pożar podziemny stłumić można za pomocą podszadki płynnej.

Wypełnienie wyrobiska, w którym jest ognisko pożarowe, podszadką płynną jest najskuteczniejszym środkiem tłumienia pożaru i jego likwidacji.

4. Otamowanie przestrzeni zaognionej dla niedopuszczenia do niej powietrza. Tamy, w tym wypadku stawia się tzw. ogniowe, murowane, a w wyrobiskach o dużym ciśnieniu tamy kłocowe.

5. Gaszenie pyłem kamiennym i gaśnicami zwłaszcza pianowymi możliwe jest w komorach podziemnych, natomiast przy pożarach wskutek samozapalenia się nie

jest stosowane. Po otamowaniu pola ogniowego tamami pożar po jakimś czasie zostaje stłumiony. Otwarcie pola ponownie do wybierania wymaga uprzedniego zbadania składu atmosfery poza tamami. Gdy analiza powietrza pobranego spoza tam wykaże dużą ilość dwutlenku węgla przy braku tlenu węgla i metanu, wówczas można spodziewać się, że pożar wygaśnię i przystąpić do otwarcia pola. Otwarcie pola następuje z zachowaniem środków ostrożności, gdyż zdarzały się wypadki, że w otwartym polu po dopływie powietrza pożar pozornie stłumiony odżywał na nowo. Należy się zawsze liczyć z możliwością i koniecznością zamknięcia pola otwieranego. Przy otwieraniu tam ogniowych nie wolno używać otwartego światła. Z uwagi na możliwość wypływu spoza tam, z przestrzeni otamowanej gazów z chodników, którymi ma przepływać prąd powietrza z pola popożarowego należy usunąć załogę oraz przygotować w pobliżu załogę z aparatami ratowniczymi. Poza tym należy przestrzegać przepisów i zarządzeń wydanych przez władze górnicze.

3. Ratownictwo górnicze

Ratownictwo górnicze polega na wykonaniu różnego rodzaju prac w kopalni, związanych z ratowaniem ludzi i urządzeń w atmosferze nie nadającej się do oddychania, na skutek występowania w niej gazów szkodliwych dla zdrowia życia ludzkiego. Taki stan atmosfery kopalnianej może zaistnieć w wypadku eksplozji metanu lub pyłu węglowego, w czasie pożaru podziemnego, w wypadku nagłego wypływu gazów, jak: metanu, dwutlenku węgla lub innych gazów. Ratowanie ludzi z miejsc nagromadzenia się gazów a nie nadających się do oddychania jest pierwszym zadaniem ratownictwa górniczego, następnym zaś wykonanie prac, podjętych dla ograniczenia, lub usunięcia przyczyn, jak również i skutków zaburzenia atmosfery podziemnej. Wykonanie prac ratowniczych wymaga użycia specjalnych przyrządów lub aparatów, które pozwalają na izolację dróg oddechowych ratownika od szkodliwej atmosfery, zapewniają dostarczenie dobrego powietrza oraz usuwanie z przyrządów o obiegu zamkniętym wydzielanego przy oddychaniu dwutlenku węgla i pary wodnej.

Połączenie dróg oddechowych ratownika, zaopatrzonego w aparat do oddychania może być za pomocą hełmu, maski lub ustnika. Hełm, otaczający całą głowę

ratownika posiada szereg zalet, jak np.: chroni głowę od uderzenia, od gorących gazów, iskier, pozwala na mówienie itp. Wadami hełmu są: trudne uszczelnienie go na głowie, znaczny ciężar, duża "przestrzeń szkodliwa", tj. przestrzeń między twarzą, a ściankami hełmu, w której gromadzi się powietrze wydychane, wyłączone praktycznie z obiegu, które działa szkodliwie na ratownika. Wymienione wady sprawiają, że częściej stosuje się zamiast hełmu - maski. Maski, obejmująca tylko przednią część głowy, łatwiej daje się uszczelnić na twarzy, jest lżejsza od hełmu i ma mniejszą "przestrzeń szkodliwą". Trzeci rodzaj połączenia płuc ratownika z aparatem może być za pomocą ustnika, przy zaciśnięciu zaciskami przewodów nosowych oraz włożenie ustnika do ust. Oczywiście chroni się za pomocą okularów ochronnych. W ratownictwie górniczym w Polsce stosowana jest wyłącznie maska.

Przyrządy oddechowe stosowane w atmosferze gazów szkodliwych dzieli się na trzy grupy następujące:

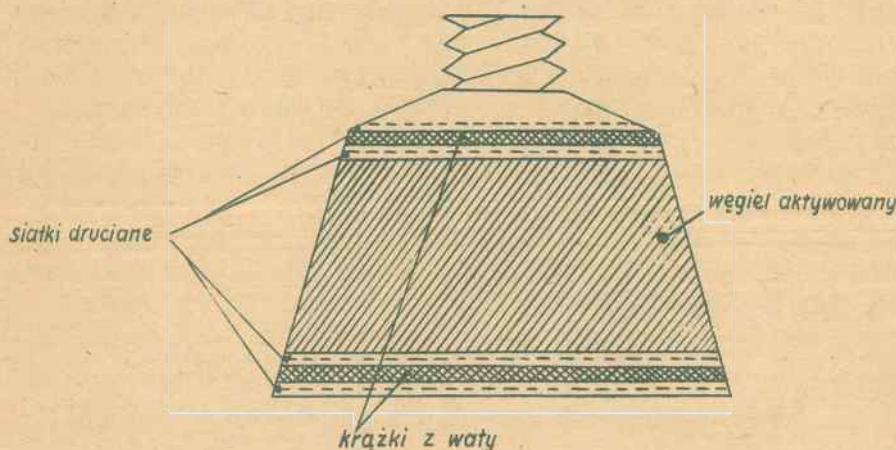
1. Respiratory - przyrządy pozwalające na oddychanie powietrzem otaczającym, po jego oczyszczeniu ze szkodliwych domieszek i gazów, a odbywającym się w ten sposób, że powietrze wdychane przepływa przez warstwy substancji oczyszczających.

2. Aparaty tlenowe dostarczające ratownikowi tlenu ze zbiornika umieszczonego w aparacie.

3. Aparaty z doprowadzeniem świeżego powietrza, które polegają na połączeniu dróg oddechowych ratownika z przewodem, którym płynie powietrze dobre z miejsca, gdzie atmosfera nie jest zaburzona.

Respirator składa się z maski oraz z pochłaniacza. Pochłaniacz (rys. 163) jest to puszka metalowa, którą można wkręcić do maski z substancją adsorbującą szkodliwe gazy, np. węgiel aktywowany (pochłaniacz adsorbacyjny) lub z substancją tzw. hopkalitem, powodującym zmianę tlenu węgla na dwutlenek węgla (pochłaniacz hopkalitowy). Pochłaniacz adsorbacyjny z węglem aktywowanym chroni tylko przed gazami bojowymi, nie chroni natomiast przed CO. W pochłaniaczu hopkalitowym znajduje się mała ilość karbidu, tworzącego w razie wyczerpania się zdolności chłonnej warstw chłonnych w pochłaniaczu z wilgocią gaz acetylen o silnej i przykłej woni, którego powstanie stanowi znak ostrzegawczy, że pochłaniacz jest

wyczerpany i niezdalny do dalszego użytku. Respiratory mogą być używane, jeśli atmosfera otaczająca zawiera dostateczną do oddychania ilość tlenu, a więc co najmniej 17 %. W kopalni atmosfera zaburzona może zawierać mniejszą ilość tlenu, wobec tego stosowa-



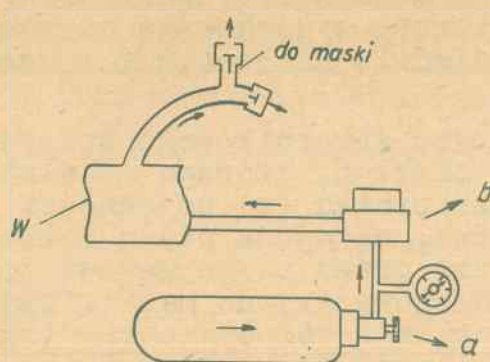
Rys. 163. Pochłaniacz adsorbcyjny

nie respiratorów jest ograniczone i odnosi się do warunków wyjątkowych. W ratownictwie górniczym stosowane są przeto aparaty oddechowe tlenowe, w których potrzebną ilość tlenu pobiera ratownik ze zbiorników umieszczonych w aparacie, przy czym działanie aparatu odbywa się pod wpływem oddychania. Tlenowe aparaty oddechowe mogą być dwójakiego rodzaju:

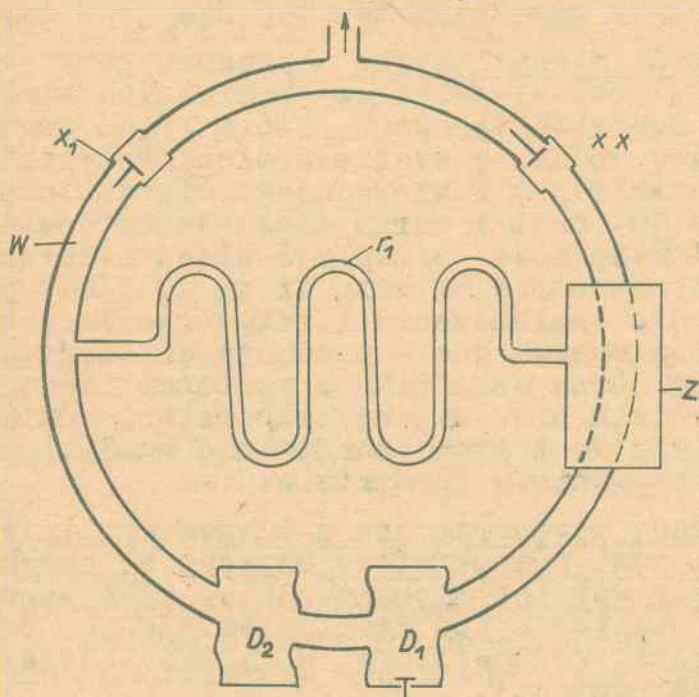
1. Aparaty zbiornikowe, zawierające tlen w postaci gazowej, pod ciśnieniem lub w postaci ciekłej, w których wydychanie powietrze wydalone jest na zewnątrz.

2. Aparaty regeneracyjne, w których powietrze wydychane oczyszczane jest z nadmiaru CO_2 i pary wodnej, i po dodaniu tlenu włączone w obieg do płuc. Tlen zawarty może być w postaci stałych związków chemicznych (pneumatogeny) lub w stanie gazowym pod ciśnieniem (pneumatofory).

Zasadę działania aparatu oddechowego - zbiornikowego z tlenem w postaci gazowej przedstawia rysunek 184. Z butli o pojemności 6 litrów, w której znajduje się tlen sprężony do 150 at., płynie tlen po otwarciu zaworu (a) do wentyla redukcyjnego (b) i dalej przewodem węzowym do worka zapasowego (w),



Rys. 164. Schemat aparatu oddechowego z tlenem w stanie gazowym



Rys. 165. Schemat aparatu oddechowego z tlenem w stanie ciekłym

z - zbiornik tlenowy,

r_1 - rurka węzowa,

w - węz,

x_1 - zawór wdechowy,

xx - zawór wydechowy,

D_1 - worek wydechowy,

D_2 - " wdechowy.

a z niego - węzem do maski. Powietrze wydzielane wypływa po otwarciu zaworu wydechowego na zewnątrz. Aparat ten wystarcza zaledwie na 30 minut i wskutek tego nie jest stosowany.

Odmianę aparatu zbiornikowego stanowi aparat z tlenem w stanie ciekłym, którego schemat przedstawia rysunek 165. W zbiorniku (z) pojemności 5 l znajduje się wata azbestowa, napojona płynnym tlenem, który paruje i przepływa przez rurkę węzową (r_1) do węza i przez zawór wdychowy (x) do maski. Wydychane powietrze płynie przez zawór wydechowy (xx) przewodem popod zbiornik tlenowy do worka wydechowego (D_1), a następnie wdychowego (D_2) i dalej węzem do maski. Wadą tego typu aparatu jest brak regulacji ilości tlenu oraz wskaźnika zawartości tlenu w zbiorniku. W ratownictwie górniczym ten typ nie jest stosowany.

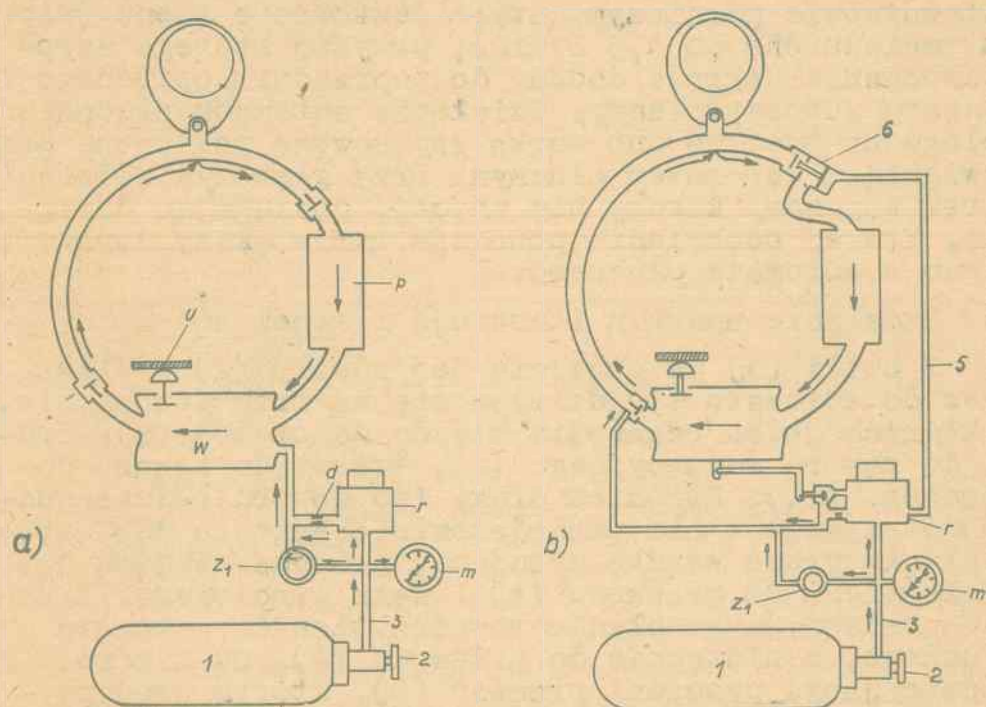
Przyrządy regeneracyjne - pneumatogeny - posiadają tlen w postaci związków chemicznych stałych, np. nadtlenku sodowo-potasowego, który wiąże dwutlenek węgla i parę wodną, a wydziela tlen. Przyrząd składa się z pochłaniacza, zawierającego ciała tlenonośne i chłoneące CO_2 oraz z worka zapasowego. Powietrze wdychowe i wydechowe przepływa przez pochłaniacz do worka i odwrotnie tą samą drogą do płuc, podlegając po drodze oczyszczeniu i zaopatrzeniu w tlen. Przyrządy regeneracyjne - pneumatogeny mają jednak wady jak np. brak wskaźnika zawartości tlenu, brak regulacji tlenu oraz wysoka temperatura powietrza, wynosząca $+35^\circ C$. Z tych powodów nie znalazły szerszego zastosowania w górnictwie.

Przyrządy regeneracyjne z tlenem w stanie gazowym, czyli tzw. pneumatofory używane są obecnie w ratownictwie górniczym powszechnie. Tlen zawarty jest w butlach stalowych pod ciśnieniem 150 at. Przyrządy regeneracyjne, pneumatofory, mogą być podzielone na następujące odmiany:

- a) ze stałym dawkowaniem tlenu,
- b) ze stałym dawkowaniem tlenu i dodatkowym automatycznopłucnym,
- c) z wyłącznie automatyczno-płucnym dopływem tlenu.

Schemat działania aparatu ze stałym dawkowaniem tlenu przedstawia rysunek 166a. Aparaty tego typu znane są pod nazwą Draegera 1924. Z butli (1), po

otwarciu jej zaworu (2), płynie tlen do automatu (3), gdzie rozdziela się na trzy drogi: 1) - do manometru (m) wskazującego ciśnienie, 2) - do zaworu redukcyjnego (r), w którym następuje obniżenie ciśnienia do



Rys. 166. Schemat działania aparatu ze stałym dawkowaniem tlenu (Draeger 1924)

trzech atmosfer skąd tlen płynie następnie przez wsadkę dozującą do worka (w) w ilości 2,1 l/min. Trzecia część płynie do zaworu dodatkowego (z_1), który w razie potrzeby można uruchomić przez naciśnięcie sprężyny. Powietrze wydychane płynie przez maskę, zawór wydechowy (z_2) do pochłaniacza (p), w którym oczyszcza się z pary wodnej i CO_2 . Substancją pochłaniającą jest soda żrąca. Powietrze oczyszczone płynie dalej do worka zapasowego, gdzie miesza się z tlenem doprowadzonym z butli. Stąd przy wdechu płynie powietrze przez zawór wdechowy do maski, a dalej do płuc ratownika. W razie nadmiaru powietrza w worku zapasowym jest ono wypuszczone przez zawór upustowy (u). Stałe, niezależne od zapotrzebowania, dawkowanie tlenu jest nieekonomiczne, zmniejsza czas

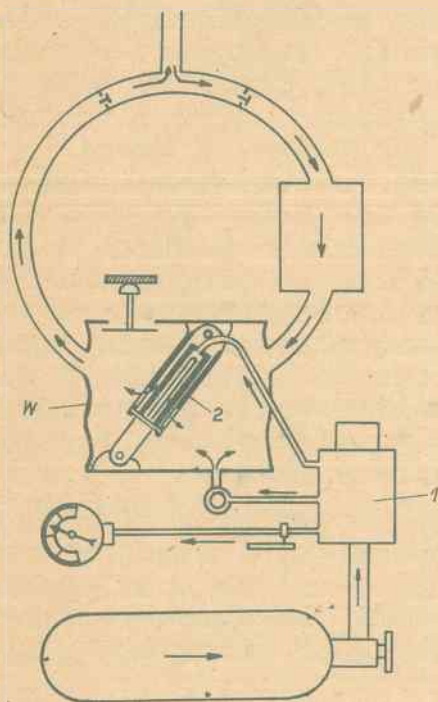
użycia aparatu. Wada ta usunięta jest w odmianie aparatu przedstawionego na rysunku 166b. Jest to aparat ze stałym dawkowaniem tlenu i z dodatkowym automatyczno-płucnym dopływem tlenu. Ten typ aparatu (Draeger 160 a) jest najczęściej u nas stosowany w ratownictwie górniczym. Stałe dawkowanie tlenu jest tu zmniejszone do 1,5 l/min., powyżej którego zapotrzebowania pokrywa dodany do poprzednio opisanego aparatu automat płucny. Działanie automatu płucnego polega na tym, że dno worka zapasowego połączone jest dźwignią z automatem płucnym. Przy głębszym oddechu worek zapasowy kurczy się więcej, pociągając dźwignię, której odchylenie powoduje tym większy dopływ tlenu z automatu płucnego.

Działanie aparatu ilustruje rysunek 166 b.

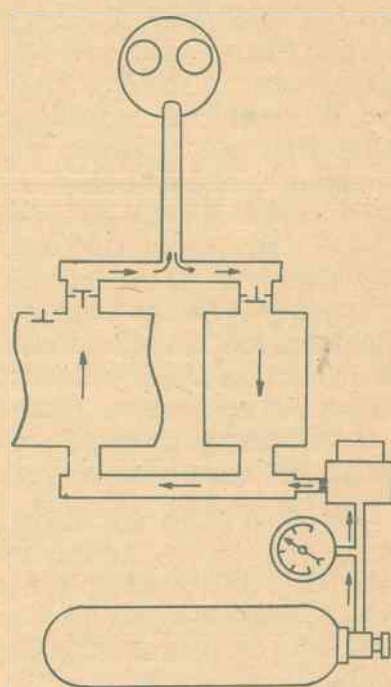
Z butli (1) po otwarciu jej zaworu (2) wypływa tlen do automatu (3) dzieląc się na trzy strumienie, z których jeden odgałęzia się do manometru (m), drugi do zaworu redukcyjnego (r), trzeci do zaworu dawkowego (z.). Strumień drugi (do zaworu redukcyjnego) otrzymuje w nim zmniejszenie ciśnienia do 3 at. i płynie przez wsadkę dozującą, przepuszczającą 1,5 l/min tlenu do przewodu (4) i węża wdechowego. Z zaworu redukcyjnego płynie również tlen do automatu płucnego, a następnie do przewodu (4). Od zaworu redukcyjnego prowadzi przewód (5), którym prąd płynie do trąbki sygnałowej (s). Powietrze wydechowe odpływa z maski do węża wydechowego i przez zawór wydechowy do węża łącznego (6), a dalej do pochłaniacza (p) i poza nim do worka zapasowego. Worek zapasowy zaopatrzony jest w zawór upustowy (u), który otwiera się i przepuszcza nadmiar powietrza w nim zebranego. Gdy dopływ tlenu jest zamknięty, trąbka sygnałowa ostrzega ratownika o braku tlenu.

Przyrządem oddechowym z wyłącznie automatyczno-płucnym dawkowaniem jest aparat oddechowy Lech-Gnom pomysłu inż. St. H e r m a n a, przedstawiony na rysunku 167. Działanie jego polega na tym, że tlen z zaworu redukcyjnego (1) płynie do zaworu dawkującego (2), umieszczonego w worku zapasowym (w). Zawór dawkujący porusza się zgodnie z ruchami worka. Gdy worek kurczy się bardziej, co zachodzi przy cięższej pracy i przy większym przez to zużyciu tlenu, wówczas zawór przepuszcza tlenu więcej. Zużytkowanie tlenu tylko w miarę rzeczywistego jego zapotrzebowania powoduje że w aparacie można pracować dłużej

niż w poprzednio opisanych. Rysunek 168 przedstawia schemat ucieczkowego aparatu oddechowego (Draeger typ Neurode). Aparaty tego rodzaju stosowane są w kopalniach, w których występują nagłe wypływy gazów np. CO_2 , CH_4 . W Polsce wypadki takie zachodzą w kopalniach dol-



Rys. 167. Schemat aparatu oddechowego z wyłącznie automatycznie płucnym dawkowaniem tlenu (Lech-Gnom)



Rys. 168. Schemat ucieczkowego przyrządu oddechowego (Draeger, typ Neurode)

no-śląskich, a szczególnie w Nowej Rudzie. Aparat ucieczkowy posiada butlę stalową pojemności 1 l z tlenem sprężonym do 200 at. Po otwarciu zaworu butli tlen przepływa do automatu, gdzie dzieli się na dwa strumienie, z których jeden odgałęzia się do manometru, drugi - do zaworu redukcyjnego. Z zaworu redukcyjnego tlen pod ciśnieniem 3 at i w ilości 2,5 l/min płynie przez wsadkę dawkującą, a dalej przez rurkę do worka zapasowego, a stąd przez zawór wdechowy do węża i maski. Powietrze wydychane płynie przez zawór wydechowy do pochłaniacza, w którym oczyszcza się z CO_2 i pary wodnej. Z pochłaniacza przedostaje się powietrze oczyszczane do rurki z przepływającym tle-

nem i razem z nim płynie do worka. W razie konieczności użycia aparatu, naprzód zakłada się maskę, a następnie dopiero wkłada się aparat i ucieka z miejsca zagrożonego przez nagły wpływ gazu.

Poza przyrządami tlenowymi mogą być używane do prac ratowniczych przyrządy z doprowadzeniem świeżego powietrza za pomocą przewodu łączącego ratownika z miejscem dobrego powietrza. Przyrządy te mogą być, albo z ssaniem powietrza siłą płuc, albo z tłoczeniem powietrza za pomocą miecha lub pompy. Z uwagi na opory ruchu powietrza, odległość ratownika od miejsca pobierania dobrego powietrza nie może być większa od 25 - 30 m. Przy odległościach do 200 m stosuje się przyrządy z tłoczeniem powietrza za pomocą wentylatora, pompy. Wadą ich jest możliwość przedostawania się gazów szkodliwych przez nieszczelny przewód, jako też uszkodzenie przewodu przez spadające skały ze stropu wyrobiska. W wypadku stosowania przyrządów tego rodzaju dodaje się dla bezpieczeństwa paru ratowników zaopatrzonych w aparaty tlenowe.

Ze względu na doniosłość ratownictwa górniczego istnieje, poza lokalnymi kopalnianymi stacjami ratowniczymi, Centrala Ratownictwa Górniczego w Bytomiu wraz z podległym jej centralami okręgowymi, które działają w poszczególnych okręgach przemysłu górniczego.

VIII. ODWADNIANIE KOPALNÍ PODZIEMNYCH

1. Wiadomości ogólne

Woda przedostaje się do wyrobisk podziemnych z powierzchni ziemi przez szczeliny w skałach oraz przez pory samych skał. Woda powierzchniowa, przenikająca w głąb skorupy ziemskiej, może być pochodzenia atmosferycznego, z opadów deszczu, śniegu, rosy lub też ze zbiorników wodnych stałych, bądź arterii wodnych, występujących na powierzchni. Około 71 % powierzchni kuli ziemskiej zajmują oceany, morza, rzeki itp., a jeśli uwzględni się również tereny zajęte przez lodowce, w ilości około 3 %, to sumaryczna powierzchnia kuli ziemskiej zajęta przez wodę wynosi około 74 % całej powierzchni.

Woda z opadów atmosferycznych przenika w głąb ziemi w ilości około 20 %. Drogami przedostawiania się jej z powierzchni do głębszych warstw są szczeliny w skałach, wytworzone na skutek działania czynników geotektonicznych oraz pory w skałach, które są naturalnymi wolnymi przestrzeniami (pustkami) między poszczególnymi ziarnami skały. Porowatość skał zależna jest od składu chemicznego, mineralogicznego i petrograficznego skały. Im skała jest bardziej porowata, tym większa jest jej wodoprzenikliwość i odwrotnie. Skały praktycznie wody nie przepuszczające nazywane są wodoszczelnymi. Przenikliwość skał, czyli własność przepuszczania wody, zależy od budowy samej skały i zwartości tworzących ją ziarn. Im ziarna te są większe, a zwartość ich mniejsza, tym przenikliwość skały jest większa. Wody krążące w skałach pod powierzchnią ziemi, czyli tzw. wody podziemne, można podzielić na wody: zaskórne, gruntowe, międzypokładowe i szczelinowe.

Wody zaskórne występują w warstwach najbliższych powierzchni ziemi, jako wody zawieszone, wypełniające pory skał. Zasilanie tych wód następuje na skutek opadów atmosferycznych i stąd występuje ich zależność od warunków hydrometeorologicznych. Ilość wód zaskór-

nych jest zmienna, jak również ich temperatura, zależnie od pory roku. Wody zaskórne zawierają zanieczyszczenia związkami organicznymi jak również znajdują się w nich mikroorganizmy, wskutek czego nie nadają się do użytku. Wody zaskórne powodują w pewnych warunkach zabieganie terenów.

Wody gruntowe zalegają powyżej pierwszej od powierzchni ziemi warstwy nieprzepuszczalnej. Górna warstwa wód gruntowych układa się na pewnym poziomie tworząc tzw. zwierciadła. Poziomy wód gruntowych zależne są od opadów atmosferycznych i podlegają wahaniom. Czynniki, które wpływać mogą na poziom wód gruntowych, są: temperatura, opady a także prowadzenie wyrobisk górniczych, jak rowy, studnie itp. Wyrobiska podziemne przyczyniają się do obniżania się poziomu wód gruntowych, a nawet ich zanikanie w terenach eksploatacji górniczej.

Wody międzypokładowe występują w pokładach wodoprzenikliwych, otoczonych warstwami wodoszczelnymi. Zasilanie pokładu wodoprzenikliwego odbywa się albo na wychodniach jego, albo przez szczeliny.

Wody szczelinowe (żylne) gromadzą się w szczelinach skał, charakterystyczne są dla nich wahania poziomów, zmiany temperatury i zanieczyszczenie.

W wyrobiskach podziemnych mogą występować bądź poszczególne rodzaje wód, co zależy od struktury geologicznej warstw i głębokości, bądź też przedostają się wody różnych typów. Młodsze warstwy geologiczne (nadkładowe) są przeważnie wodonośne, warstwy głębsze, złożone w większości ze skał mocnych i zwarłych, są mniej zawodnione, o ile nie ma uskoków wodonośnych. W samych uskokuach i pobliżu nich spotyka się większe nagromadzenia wód, które infiltrują szczelinami z górnych warstw zawodnionych.

Prowadzenie robót górniczych w pobliżu uskoków i przy przebijaniu warstw wodonośnych wymaga ostrożności i środków zapobiegawczych przed wdarcie się wód do wyrobisk podziemnych.

2. Dopływy wód do wyrobisk kopalnianych

Już z chwilą rozpoczęcia robót udostępnienia, a więc przy przebijaniu szybu, spotyka się górnik z wodą i problemem jej usuwania. Przy dopływie wody, któ-

rej nie można usunąć za pomocą kubła zachodzi konieczność stosowania pomp, a przy znacznym dopływie - zastosowania specjalnych metod zgłębiania szybu, np. zamrażania, cementowania. Po zgłębieniu szybu do wyznaczonej głębokości rozpoczyna się prowadzenie wyrobisk poziomych, udostępniających i przygotowawczych. Wyrobiska te przecinają różne warstwy skał, a wśród nich i warstwy wodoprzenikliwe, wskutek czego dopływ wody do kopalni wzrasta w miarę powiększania się sieci wyrobisk udostępniających, a następnie przygotowawczych. Po rozpoczęciu eksploatacji złoża dopływ wód zwiększa się, gdyż w wyniku wybierania złoża, zwłaszcza systemem na zwał, występują spękania skał stropowych, tworzą się szczeliny, którymi woda może przedostawać się z górnych poziomów wodnych do poziomu wydobywczego kopalni. Szczeliny takie przecinają również pokłady wodonośne, zalegające nad wybranymi przestrzeniami, a sięgają czasem aż do powierzchni, wskutek czego mogą się przedostawać na dół wody nie tylko z pokładów wodonośnych, ale i wody powierzchniowe.

Dopływy wód do wyrobisk podziemnych są wielkościami zmiennymi w ciągu roku i większe różnice w wahanich występują w kopalniach płytkich niż głębokich.

W Zagłębiu Węglowym Górno-Śląskim dopływ wody w kopalniach wynosi od 0,3 do 24 m³/minutę, a w Dolno-Śląskim 0,6 - 12 m³/min. Ilość wody wypompowywanej z kopalń wynosi na 1 tonę wydobytego węgla:

w Zagłębiu Górno-Śląskim	4,5 - 6,7 m ³ /t,
" Dolno-Śląskim	5,25 m ³ /t.

Widać z powyższego zestawienia, że na każdą wydobytą tonę węgla wydobywa się z dołu 4 - 7 ton wody. Usuwanie wody z wyrobisk podziemnych, celem umożliwienia eksploatacji, połączone jest z kosztami, które powiększają koszt wydobywania 1 tony kopaliny użytecznej.

3. Sposoby i środki ograniczania dopływu wód do kopalni

a) Na powierzchni

W czasie robót poszukiwawczych za pomocą otworów wiertniczych powinny być otwory te po spełnieniu swe-

go zadania zamknięte cementowymi korkami, aby nie mogły być drogami dopływu wody do wyrobisk podziemnych.

Przy zakładaniu kopalni i wyznaczaniu miejsca na założenie szybu należy wybrać takie miejsce na szymb, które spełniałoby między innymi również ten warunek, by wylot szybu znajdował się powyżej najwyższego możliwego poziomu wód, znajdujących się w pobliżu zbiorników wodnych (jeziora, stawy, rzeki). Warunek ten powinien być również spełniony przy zakładaniu innych wyrobisk udostępniających, np. sztolni.

Celem ograniczenia dopływu wód ze zbiorników powierzchniowych, występujących w terenie kopalnianym zmienia się koryta potoków, lub rzek przenosząc je poza teren eksploatacyjny, lub jeśli to jest niemożliwe, koryta ich reguluje się ujmując wodę w koryta sztuczne.

Gdy złoża posiada wychodnie na powierzchni ziemi, a możliwe jest przedostawanie się nimi wód z opadów atmosferycznych przeprowadza się rowy ściekowe dla odprowadzenia nimi wody poza teren kopalni.

b) Na dole

Dla ochrony przed wdarciem się wody lub kurzawki, znajdujących się na powierzchni lub nad złożem pozostawia się warstwę ochronną o grubości 50 - 100 m. W kopalni Whitehaven (dumberlând) w Anglii wybiera się pokład znajdujący się pod dnem morskim. Grubość warstwy ochronnej pozostawionej pod dnem morza wynosi 75 - 100 m.

Szyb pionowy jest wyrobiskiem, które przecina warstwy skał, leżące między powierzchnią, a złożem, lub jego częścią udostępnioną i wskutek tego stanowi nie tylko połączenie wyrobisk podziemnych z powierzchnią, ale również z poziomami wodnymi. Dla zapobieżenia dopływowi wód tą drogą obudowę szybu wykonuje się w tym wypadku wodoszczelną.

System wybierania złoża wywiera również wpływ na dopływ wody. Przy systemach na zawał strefy spękania mogą obejmować warstwy aż do powierzchni ziemi i wskutek tego mogą tworzyć się szczeliny i spękania, przez które wody przenikać mogą do wyrobisk podziemnych. Systemy więc na zawał nie nadają się do stosowania w złożach o silnie zawodnionej powierzchni lub zawodnionych warstwach, leżących nad złożem. Racjo-

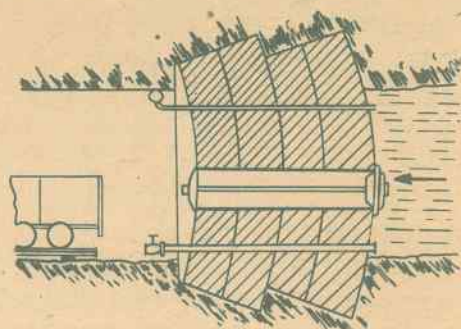
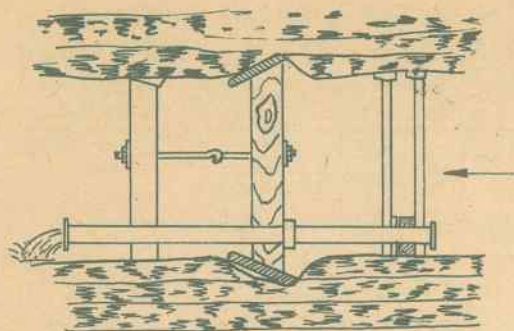
nalnymi sposobami są w takich warunkach systemy z podsadzką, szczególnie z podsadzką płynną, szczelną. Przy stosowaniu tych systemów może nastąpić ugięcie się stropu, a nawet pęknięcie warstw stropu zasadniczego i tworzenie się szczelin i rys, jednak nie tak licznych, jak przy systemach na zawal.

Pozostawienie filarów oporowych wzdłuż uskoków wodonośnych należy do sposobów ograniczających dopływ wody do wyrobisk kopalnianych. W wyrobiskach przeprowadzanych przez te filary i dalej przez uskok, buduje się tamy wodne po zaniknięciu odgradzające wyrobisko od uskoku i zabezpieczające przed wtargnięciem wód tą drogą. Są to tamy stałe i pełne, wykonane z cegieł, betonu, lub żelbetonu, a czasem z drewna. Filary ochronne pod korytami większych rzek lub zbiornikami wody na powierzchni mają na celu ochronę przed wtargnięciem wód na dół kopalni.

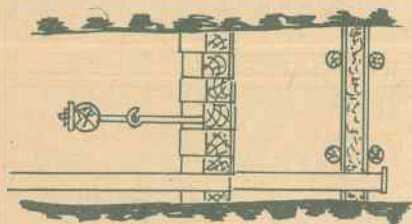
Tamy wodoszczelne w chodnikach. Celem izolacji części kopalni, zalanej wodą od części, w której prowadzona jest eksploatacja, buduje się w chodnikach tamy wodoszczelne. W ścianach bocznych chodnika, jak również w stropie i spągu wyrębuje się ręcznie, za pomocą narzędzi lub młotków mechanicznych, gniazda na całym obwodzie przekroju chodnika, służące do osadzania w nich tamy. Gniazda muszą być wykonane na taką głębokość, przy której calizną skalna nie wykazuje szczelin, spękań i jest wodonieprzenikliwa. W dolnej części tamy (rys. 169) przeprowadza się rurę z zaworem służącą do spuszczenia wody spoza tamy, a w górnej - cienką rurkę, przez którą wypływa powietrze w czasie podnoszenia się poziomu wody poza tamę. W środku tamy wstawia się rurę o średnicy większej od 0,5 jako tzw. właz, pozwalający na przedostanie się człowieka na drugą stronę tamy. Otwór włazowy zamyka się od strony wodnej stożkowatym korkiem i śrubą przeprowadzoną przez tamę na stronę czołową, gdzie można ją odpowiednio dokręcić.

Tamy mogą być wykonane z drewna (rys. 170a,b) z belek drewnianych ustawionych w chodniku pionowo (tzw. tamy drewniane stojące) lub z belek drewnianych, układanych warstwami od spągu aż do stropu chodnika (tzw. tamy drewniane leżące), które stosowane są w chodnikach, mających szerokość większą od wysokości.

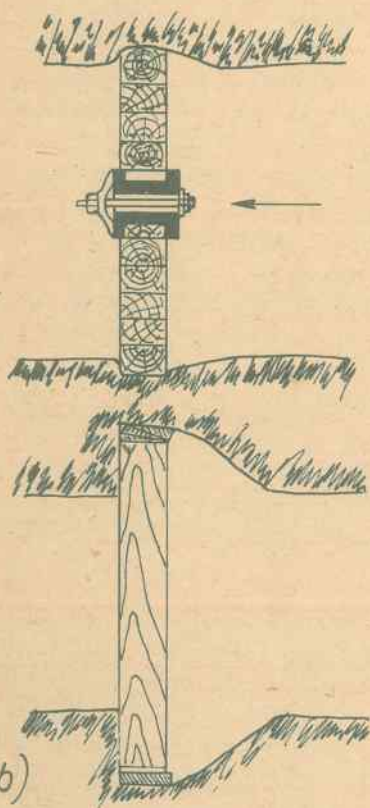
Tamy murowe (rys. 171a) wykonuje się z cegły dobrze wypalanej na zaprawie cementowej (1 część cementu



Rys. 169. Tama wodoszczelna pełna w chodniku

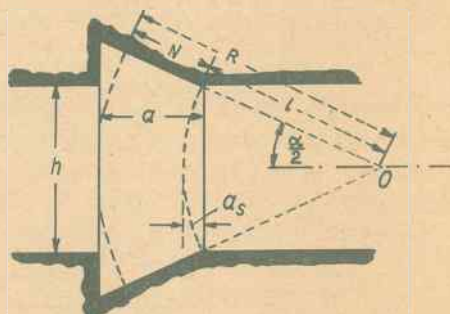


a)

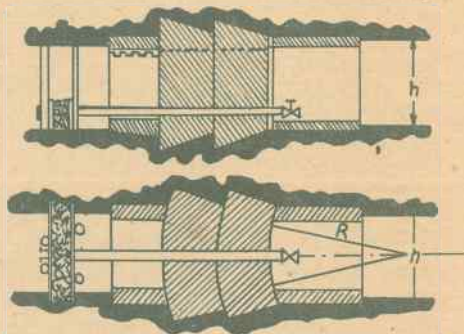


b)

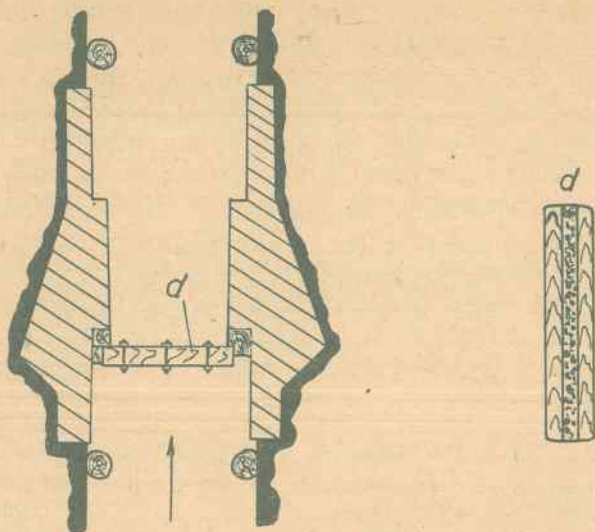
Rys. 170. Tamy wodne drewniane
a-stojące, b-leżące.



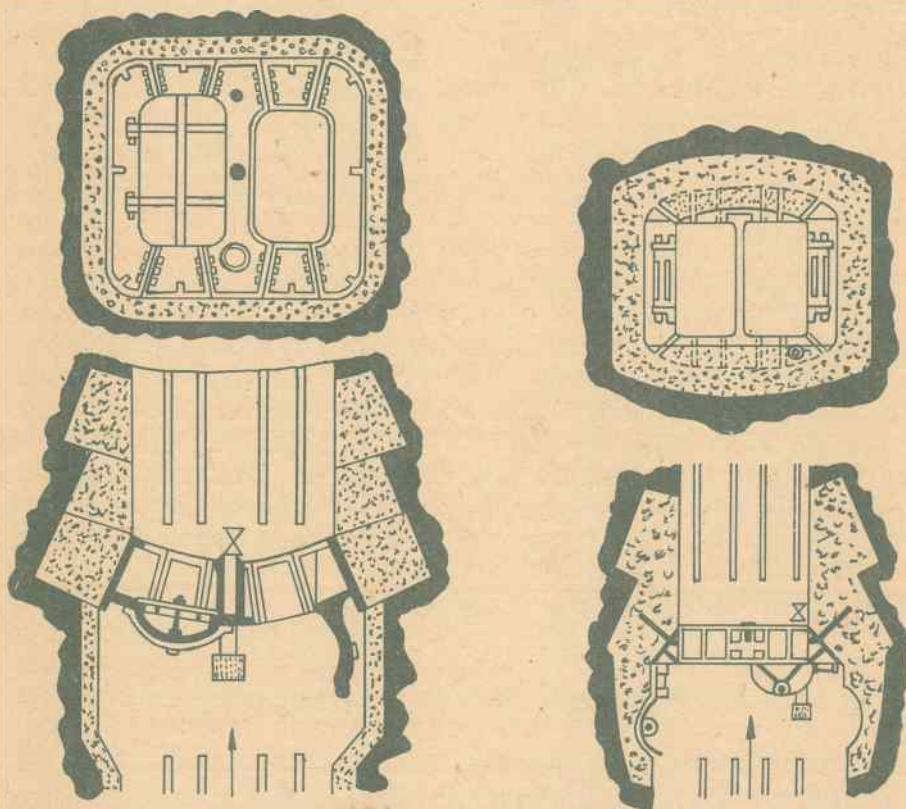
Rys. 171 a. Tama wodna mrowa ostrosłupowa



Rys. 171b. Tama wodna mrowa walcowa



Rys. 172a. Tama wodna z drzwiami drewnianymi



Rys. 172b. Tama wodna z drzwiami żelaznymi

+ 2 części piasku). Tamy murowe mogą być wykonane w kształcie ostrosłupa (rys. 171 a), walca (rys. 171 b) lub części kuli. Tamy ostrosłupowe przedstawiają w przekroju trapez, którego wysokość jest grubością muru tamy. Nadają się do chodników, gdzie ciśnienia są niewielkie. Tamy murowe walcowe nie są odpowiednie przy większych ciśnieniach, gdyż w tych wypadkach grubość muru wypada zbyt duża. Dla większych ciśnień buduje się tamy w kształcie wycinka kuli, zakreślonej ze środka przekroju poprzecznego wyrobiska. Tamy kuliste wykonane są zwykle z 2 lub 3 części oddzielonych między którymi szczeliny wypełnione są roztworem czystego cementu.

Oprócz tam murowych z cegły mogą być tamy betonowe z betonu o składzie 1 części cementu + 3,5 części piasku bez tłucznia.

Chodniki, w których zabudowuje się tamy, mają zwykle obudowę murową przed i za tamą na pewnym odcinku, celem wzmocnienia ścian chodnika, a tym samym i wytrzymałości tamy.

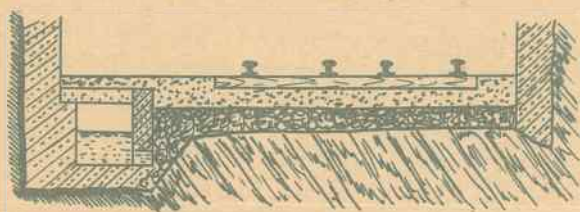
Tamy wodne z drzwiami (rys. 172 a, b). Tamy wodoszczelne z drzwiami budowane są w tych wypadkach, gdy przewiduje się możliwość dopływu wody na skutek prowadzenia robót górniczych lub z innych przyczyn, np. zatrzymania pomp. Tego rodzaju tamy noszą nazwę tam bez pieczeństwa, a zakładane są w głównych przecznicach przy szybach, przy komorach pomp itp. Tamy z drzwiami posiadają opory murowane lub betonowe. Drzwi same mogą być, drewniane, z grubych desek wzmocnionych obręczami, lub obitych blachą. Drzwi takie nie wytrzymują ciśnienia większego od 4 at. Częściej stosuje się drzwi żelazne płaskie lub wypukłe. Grubość blachy 35 - 65 mm dla ciśnienia 30 - 40 kg/cm², a dla większych ciśnień wykonuje się drzwi ze stali lanej. Wymiary drzwi powinny uwzględniać wymiary lokomotyw i wozów, aby pociągi mogły swobodnie przejeżdżać, gdy tama jest otwarta. Ramy drzwi utrzymywane są za pomocą śrub zakotwiczonych w oporach.

4. Usuwanie wody kopalnianej

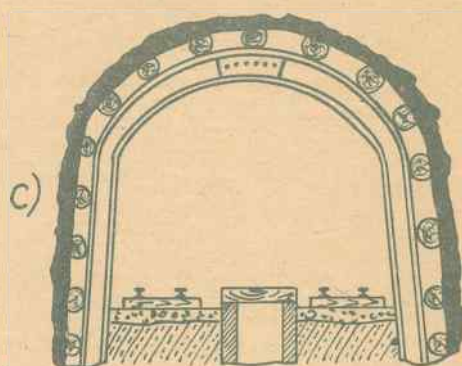
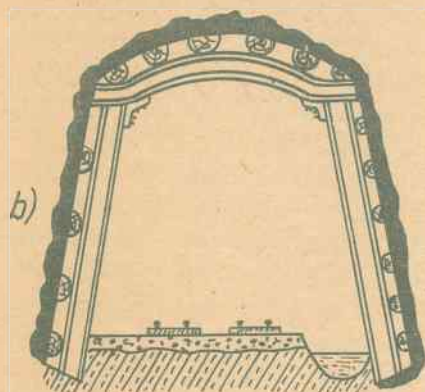
Sposoby i środki ograniczające dopływ wody do wyrobisk kopalnianych nie zapobiegają w pełni dopływowi wody, lecz mogą go tylko zmniejszyć. Mimo stosowania ich - woda przedostaje się do kopalni i celem

umożliwienia eksploatacji musi być usuwane i wydawane na powierzchnię.

W chodnikach podziemnych odprowadzanie wody odbywa się za pomocą ścieków (rys. 173a, b, c). Woda



a)



Rys. 173. Ścieki w chodnikach

samoczynnie odpływa w kierunku szybu. Ścieki umieszcza się zwykle z boku wyrobiska, rzadziej w środku. mogą być one otwarte, nieobudowane, jeśli skały, w których są wykonane, są mocne i nie zachodzi obawa zanieczyszczenia ich urobkiem lub skałą z podtorza. W skałach mniej zwięzłych bądź dla wzmocnienia torów, wykonuje się ścieki murowane z cegły lub betonowe dając nad nimi przykrycie z desek. Wymiary ścieków mogą być (25 - 60 cm) x (40 - 100 cm). Aby woda mogła samoczynnie ściekami odpływać nadaje się im nachylenie w kierunku szybu. Jeśli długość chodników jest znaczna, wówczas nadaje się chodnikom nachylenie w kierunku szybu. Prędkość przepływu wody w ściekach nie powinna spaść poniżej pewnych granic, by cząstki stałe unoszone przez wodę, nie osadzały się. Dla cząstek ilastych graniczną prędkością jest prędkość 0,25 m/sek, a dla piaszczystych 0,5 m/sek.

Odprowadzenie wody z wyrobisk podziemnych odbywa się w normalnych warunkach przez samoczynny odpływ jej z przodków aż do zbiorników wodnych pod szybem. Wydobywanie wody szybem następuje przez przetłaczanie jej ze zbiorników za pomocą pomp i rurociągów na powierzchnię.

Wyrobiskami służącymi do zbierania wody w kopalni są chodniki wodne, które mogą być polowe oraz przy-szybowe. Chodniki wodne polowe mają za zadanie zbieranie wody i odprowadzenie jej z części kopalni, przy-szybowe natomiast skupiają wodę całej kopalni do czasu jej usunięcia na powierzchnię.

Urządzenia do odwadniania kopalni umieszczone są w tzw. komorze pomp. Komora pomp i chodniki wodne znajdują się zwykle przy szybie wydobywczym, w którego stronę odbywa się samoczynny dopływ wody kopalnia-nej. Końcowym etapem chodników wodnych są zbiorniki wodne, w których następuje zasysanie wody przez pompy. Z uwagi na osadzanie się stałych cząstek niesionych przez wodę zbiorniki przegradza się na 2 lub 3 części, z których jedna znajduje się zwykle w czyszczeniu, a pozostałe są czynne. Pojemność zbiorników wodnych zależy od wielkości przypływu wody. Zwykle nie przekracza 10-godzin dopływu wody. Dno zbiornika wodnego (spąg) powinno znajdować się około 5,5 m niżej od podłogi komory pomp.

W komorze pomp ustawione są pompy do przetłaczania wody wraz z silnikami do ich uruchamiania. Normalnie powinny być 3 pompy, z których jedna pracuje, druga jest w rezerwie, a trzecia - w remoncie. Wydajność pomp powinna być taką, by każda z osobna w ciągu 20 godzin mogła wypompować dobowy dopływ wody. W tym wypadku pompa pracuje 10 godzin, a w ciągu doby są w ruchu dwie pompy po 10 godzin każda.

Do przetłaczania wody podziemnej na powierzchnię stosowane są obecnie pompy wirnikowe z napędem elektrycznym. Pompę wraz z silnikiem ustawia się na fundamencie w komorze tak, by wysokość ssania nie przekraczała 5,5 m. Rurę ssawną zaopatruje się w siatkę ochronną dla zatrzymania kawałków skał. Zassana woda tłoczona jest następnie w rurociągu zawieszonym w szybie. Średnicę rurociągu dobiera się tak, by prędkość wody w rurociągu mieściła się w granicach 1,5 - 2,2 m/sek. W szybie zabudowane są zwykle dwa rurociągi, z których jeden jest czynny, a drugi w rezerwie.

Wymiary komory pomp zależą (długość, szerokość) od ilości pomp zwykle w granicach (3 - 5 m) x (2,5 - 5 m). Komorę pomp zakłada się zwykle na poziomie wyższym o 0,5 m od poziomu głównych wyrobisk przyszybowych, które w razie nagłego dopływu wód stanowią zbiorniki, chroniące od zatopienia komorę pomp. Przetłaczanie wody przez pompy wirnikowe (odśrodkowe) odbywa się na skutek działania siły odśrodkowej, powstającej przy obracaniu się wirnika, czyli koła zaopatrzonego w łopatki. W działaniu pompy wyróżnić można dwa procesy:

1. zasysanie wody,
2. tłoczenie,

odbywające się w przestrzeni koła łopatkowego. Częstki wody znajdujące się w środku koła łopatkowego, przesuwają się pod działaniem siły odśrodkowej ku obwodowi i są z niego wyrzucone w kierunku osłony a dalej - rury tłocznej. Na miejsce tych cząstek są zasysane nowe z rurociągu ssawnego i w ten sposób następuje ciągły ruch wody płynącej z rurociągu ssawnego do tłoczego, dopóki obraca się koło łopatkowe.

Wodę kopalnianą, wypływającą z rurociągu ujmuje się w zbiorniki celem oczyszczenia, a następnie odprowadza się rowami poza teren kopalni, by nie mogła przedostawać się z powrotem do wyrobisk kopalnianych. Dno i ściany rowów powinny być przeto nieprzepuszczalne, a ujście ich poza terenem eksploatacji górniczej. Gdy nie można za pomocą rowów uniknąć powrotu wody do wyrobisk podziemnych, odprowadza się ją w rurociągach aż do miejsca, w którym wypuszczenie nie powoduje powtórnego przenikania jej do kopalni.

5. Koszty odwadniania

Na koszt odwadniania wyrobisk podziemnych kopalni składają się wydatki inwestycyjne na zakup pomp, rur i urządzeń wraz z kosztami robocizny na ich zainstalowanie. Połowę kosztów odwadniania stanowi koszt energii, połowę zaś koszty napraw, obsługi i koszty inwestycji.

IX. OŚWIETLENIE W KOPALNIACH PODZIEMNYCH

1. Rodzaje lamp w górnictwie

Praca człowieka możliwa jest w wyrobiskach podziemnych tylko przy oświetleniu miejsca pracy. Przepisy technicznej eksploatacji kopalń węgla zabraniają chodzenia w wyrobiskach podziemnych i wykonywania pracy bez zaświeconej lampy.

Środkami do oświetlania miejsc pracy pod ziemią były w początkach górnictwa: łuczywo, pochodnie, świece olejowe umieszczone w latarniach, lampki olejowe. Wymienione środki zastąpione zostały z biegiem lat po wykorzystaniu wynalazków lampami benzynowymi, acetylenowymi i elektrycznymi.

W kopalniach niegazowych i niepyłowych można używać do oświetlenia lamp płomieniowych z otwartym światłem, lamp płomieniowych bezpieczeństwa (benzynowych), lamp akumulatorowych i turbinowych.

W kopalniach gazowych można posługiwać się tylko lampami dopuszczonymi przez Wyższy Urząd Górniczy:

1. akumulatorowymi i turbinowymi lampami bezpieczeństwa do oświetlenia,

2. płomieniowymi lampami bezpieczeństwa jako lampami wskaźnikowymi a za zgodą Wyższego Urzędu Górniczego i jako lampami oświetleniowymi. Lampy płomieniowe bezpieczeństwa muszą spełniać następujące wymagania:

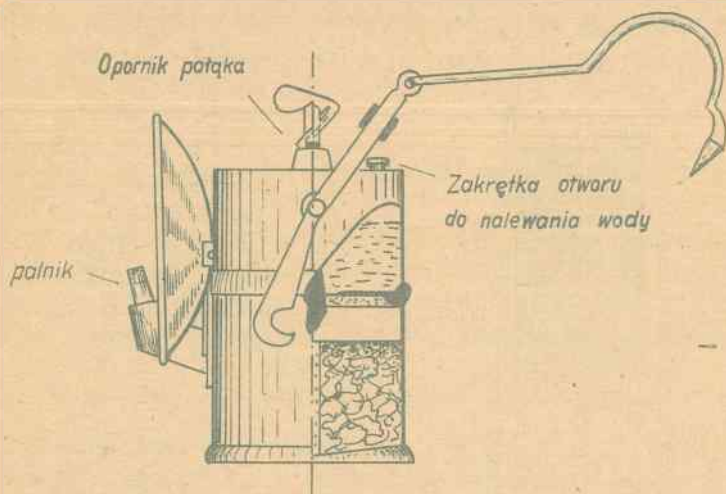
a) lampa powinna być ognioszczelna tj. mieć dwie metalowe siatki ochronne: wewnętrzną i zewnętrzną; szkło ochronne musi być wolne od pęknięć i szczerb,

b) części składowe lampy powinny szczelnie przylegać do siebie i być zamknięte zatrzaskiem magnetycznym, a na zarządzenie Wyższego Urzędu Górniczego - także plombą lub drutem elektrycznie spawanym,

c) lampy używane w miejscach, gdzie prędkość przepływu powietrza przekracza 6 m/sek, powinny mieć metalowe osłony.

Czas przez jaki powinny świecić lampy akumulatorowe i płomieniowe lampy bezpieczeństwa określają przepisy na 10 godzin. Lamp własnych nie mogą pracownicy kopalni używać, tylko takich, jakie otrzymują z kopalni w lampiarni.

Przepisy wymagają urządzenia lampiarni na powierzchni kopalni. Tam wydaje się i odbiera oraz przechowuje i przygotowuje lampy dla zjeżdżających na dół.

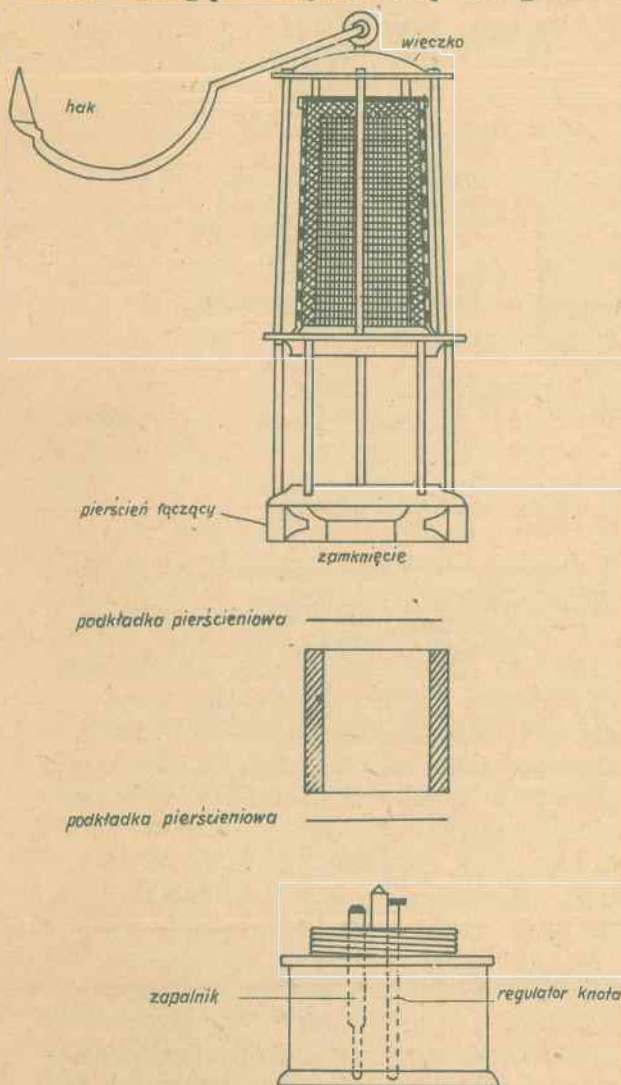


Rys. 174. Lampa acetylenowa

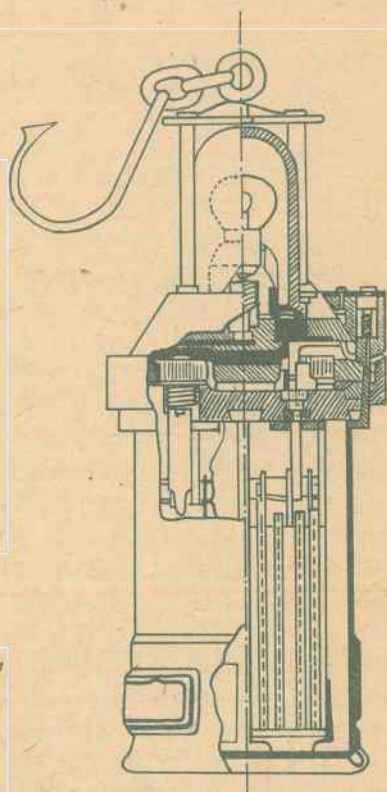
Lampa płomieniowa z otwartym płomieniem acetylenowym (karbidowa) (rys. 174), może być używana tylko w kopalniach niegazowych i niepyłowych. W razie powstania w takiej kopalni pożaru zabrania się używania w tych wyrobiskach, przez które płyną gazy ogniowe, lamp płomieniowych z otwartym światłem i wolno używać tylko lamp bezpieczeństwa akumulatorowych do oświetlenia i lamp płomieniowych bezpieczeństwa (benzynowych) - jako lamp wskaźnikowych. Lampa acetylenowa z otwartym płomieniem składa się zasadniczo z dwóch części: dolnej, która jest zbiornikiem na karbid i górnej, w której znajduje się woda. Obie części składowe łączy się w całość za pomocą odpowiednich docisków. Woda z górnego zbiornika spływać może, po uruchomieniu zakrętki, do dolnego, gdzie mieści się karbid w kawałkach. Na skutek reakcji chemicznej wody i karbidu wytwarza się gaz - acetylen, który przez palnik wypływa na zewnątrz i może być zapalony. Palący się acetylen daje płomień jasnoniebieski. Lampa ma uchwyt do noszenia oraz hak do zawieszenia lampy na obudowie wyrobiska.

Lampa płomieniowa bezpieczeństwa (benzynowa)
 (rys. 175) składa się ze zbiornika z benzyną, szkła ochronnego oraz podwójnej siatki metalowej. Płomień świecącej się lampy otoczony jest ze wszystkich stron i nie może wydostać się na zewnątrz. Zbiornik połączony jest śrubowo, z górną częścią lampy i ma zatrzask, który można otworzyć tylko przy użyciu silnego magnesu. Zamknięcie tego rodzaju jest konieczne, aby nie można było lampy otworzyć w kopalni. Zapalenie lampy odbywa się za pomocą umieszczonej wewnątrz

zapalniczki tarczowej. Lampa płomieniowa może być używana na zasadzie przepisów jako lampa wskaźnikowa, a za zezwoleniem Urzędu Górniczego - również do oświetlania. W miejscach pracy pod ziemią, gdzie może wystę-



Rys. 175. Benzynowa lampa bezpieczeństwa



Rys. 176. Lampa akumulatorowa

pować metan lub dwutlenek węgla, obsada powinna mieć przynajmniej jedną lampę płomieniową bezpieczeństwa jako lampę wskaźnikową. Poza tym płomieniowymi lampami bezpieczeństwa mogą posługiwać się do oświetlenia: dozór, strzałowi i przodowi oraz odpowiednio pouczona załoga, pracująca w chodnikach wentylacyjnych.

Akumulatorowa lampa bezpieczeństwa (rys. 176) składa się z dwóch skręconych ze sobą części: dolnej akumulatora żelazoniklowego i górnej żarówki oraz szkła ochronnego i wyłącznika. Zaświecenie i gaszenie lampy odbywa się przez obrót części górnej względem dolnej.

2. Oświetlenie lampami stałymi wyrobisk podziemnych

Oprócz oświetlenia za pomocą lamp przenośnych stosowane jest oświetlenie wyrobisk podziemnych za pomocą lamp elektrycznych stałych, zasilanych prądem z sieci. Stałego oświetlenia wymagają przepisy w następujących wyrobiskach:

- a) podszybia i wyrobiska w sąsiedztwie szybów,
- b) komory maszyn elektr., warsztaty podziemne, zajezdnie lokomotyw, punkty opatrunkowe, stajnie i składy materiałów wybuchowych,
- c) główne drogi przewozowe i ich skrzyżowania,
- d) wyrobiska z trakcją elektryczną, w których dopuszczony jest pieszy ruch ludzi,
- e) załadownie i ważniejsze punkty odbiorcze i przeładowcze,
- f) przodki robót eksploatacyjnych.

Wymienione w punktach c, d, e, f wyrobiska mają być oświetlone od terminu, który ustali Minister Górnictwa odrębnym zarządzeniem. Przy omawianiu oświetlenia na kopalni należy zwrócić uwagę na ścisłe przestrzeganie przepisów dotyczących lamp bezpieczeństwa. Każdy odbierający lampę bezpieczeństwa z lampiarni powinien stwierdzić czy działa ona sprawnie. Zjazd do kopalni odbywa się z lampami bezpieczeństwa zapalonymi. W wypadku zepsucia się lampy na dole należy ją wymienić, biorąc zapasową, których pewna liczba powinna się znajdować w ustalonym miejscu w oddziale dołowym. Niemniej ostrożne obchodzenie się z lampami płomieniowymi z otwartym światłem konieczne jest i w kopalniach niegazowych i niepyłowych, albowiem w wyrobiskach z obudową drewnianą łatwo może powstać pożar obudowy czy materiałów drewnianych.

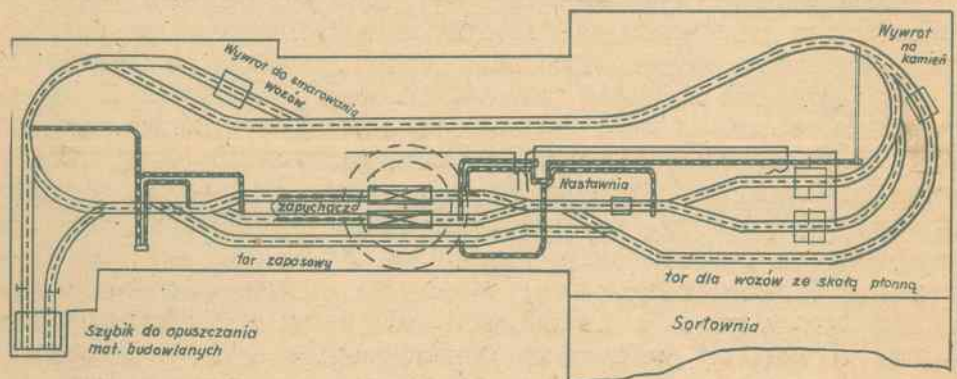
X. URZĄDZENIA NA POWIERZCHNI KOPALNI

Powierzchnią kopalni nazywa się teren znajdujący się w bezpośrednim sąsiedztwie szybów wyciągowych, na którym rozmieszczone są tory kolejowe, urządzenia i maszyny, służące do ruchu wyciągów szybowych do przejmowania urobku z dołu, przygotowania, załadowania i ekspedycji. Urządzenia na powierzchni służą również do zaopatrywania dołu kopalni w materiały i sprzęt niezbędny do pracy pod ziemią.

Nad szybem wyciągowym zbudowana jest wieża szybowa, służąca do umieszczenia na niej kół linowych. Koła linowe mogą być umieszczone obok siebie na jednym poziomie lub na różnych poziomach w jednej płaszczyźnie pionowej. Wysokość wieży zależy od poziomu nadszybia nad powierzchnią ziemi, od wysokości klatki szybowej oraz od przyjętej rezerwy wysokości. Wysokość całkowita wieży wynosi 25 - 50 m.

1. Nadszybie

Przy wieży wyciągowej znajduje się budynek nadszybia, w którym wyróżnić można 3 poziomy: górny właściwego nadszybia, środkowy, na którym znajduje się zakład przeróbki mechanicznej (sortownia), i dolny załadowniczy z urządzeniami do załadowania urobku do wagonów kolejowych. Nadszybie przy wyciągu klatkowym w



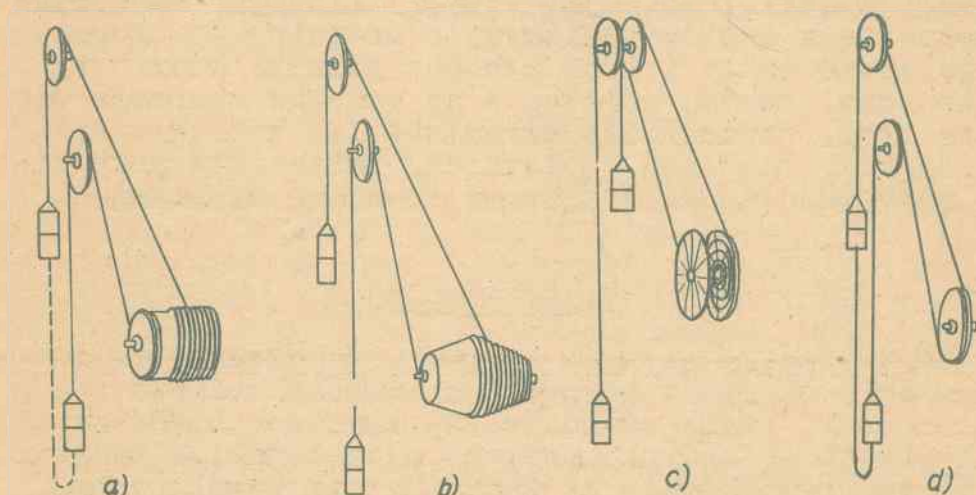
Rys. 177. Nadszybie przy wyciągu klatkowym

szybie posiada rozmiary większe tak długości jak i szerokości, ponieważ stanowi stację odbiorczą dla wozów (rys. 177). Wozy ładowne wypchnięte z klatki skierowane są do wywrotów, gdzie następuje opróżnienie ich z urobku, a następnie drogą okólną do szybu. Urobek wyładowywany jest na wywrotach do zbiorników, skąd skierowany zostaje do sortowni.

Nadszybie przy wyciągu skipowym nie wymaga tak dużej powierzchni jak przy wyciągu klatkowym, ponieważ nie ma tu obiegu wozów, gdyż urobek wyładowuje się ze skrzyni skipowej do zbiornika, skąd dalej transportowany jest za pomocą przenośnika taśmowego do sortowni.

2. Maszyny wyciągowe (rys. 178)

W niewielkiej odległości od budynku nadszybia odległości znajduje się budynek z maszyną wyciągową służącą do wyciągania klatek lub skipów w szybie. Maszyna wycią-



Rys. 178. Maszyny wyciągowe 1-lina spodnia (wyrównawcza)

gowa składa się z silnika elektrycznego lub parowego, połączonego z bębniem, bobiną lub tarczą. Silnik maszyny wyciągowej wprowadza w ruch bęben lub tarczę z nawiniętą liną, na której końcach zawieszono są klatki, albo skipy. Nawinięcie liny na bębnie jest

tego rodzaju, że przy ruchu bębna jedna lina nawija się na bęben i klatka wisząca na niej ciągniona jest w górę, druga natomiast lina odwija się z bębna i klatka opuszcza się w dół. Przy bębnach liny są nawinięte, natomiast przy tarczach (Koepe) obejmuje lina tylko część ich obwodu i przechodzi przez koła linowe. Dla wyrównania momentów stosuje się często tzw. linę wyrównawczą rysunek 178a-1 (spodnią, (rys. 178c) zawieszoną pod klatkami). Klatka z wózkami próżnymi ma mniejszy ciężar niż klatka z wozami ładownymi.

Wyrównanie momentów nastąpić może za pomocą liny spodniej, której długość pod klatką z wozami próżnymi, a tym samym i ciężar jest większy niż przy klatce z wozami ładownymi. Innym sposobem jest zastosowanie bębnów stożkowych (rys. 178 b), przy których mniejszy ciężar działa na większym promieniu, większy zaś na mniejszym wskutek czego następuje do pewnego stopnia wyrównanie momentów. Podobne działanie wyrównawcze występuje przy bobinach (rys. 178 c), które są bębnami dla lin płaskich. Lina nawija się na poprzednie zwoje, a wskutek tego promień nawijania liny zmienia się i największy jest w chwili opuszczania klatki z próżnymi wozami. Liny szybowe, wykonywane są z drutów stalowych o średnicy 1 - 3 mm. Pojedyncze druty i lina konopna, dookoła której są splecione, tworzą sploty, a ze splotów wykonuje się całą linę. Najczęściej używa się lin wyciągowych okrągłych, rzadziej - płaskich. Zmiana kierunku liny następuje na kole linowym na wieży szybowej.

3. Kotłownia

Wytwarzanie energii parowej, potrzebnej do uruchamiania silników parowych na kopalni odbywa się w kotłowni, która znajduje się zwykle w niedalekiej odległości od budynku maszyny wyciągowej. W budynku kotłowni zamontowane są kotły parowe wysokopiętne, opalane zwykle miałem lub przerostami. Materiał opałowy zsypuje się rurami na ruchome ruszty pod kotłami, a żużel i popiół usuwane są z paleniska samoczynnie. Woda do kotłów podlega zmiękczeniu lub oczyszczeniu w specjalnych zbiornikach umieszczonych w kotłowni lub w jej pobliżu. Parę wylotową skrapla się w kondensatorach i uzyskaną z niej ciepłą wodę ochładza się w wieżach chłodniczych stojących na zewnątrz kotłowni. Wodę tę zużytkowuje się do zasilania

kotłów, wskutek czego następuje mniejsze zanieczyszczenie kotłów i większa ekonomia ich ruchu.

4. Elektrownia

Oprócz energii parowej stosuje się na kopalni energię elektryczną i energię sprężonego powietrza. Sprężone powietrze wytwarzane jest przez zespoły sprężarek (kompresorów), o napędzie elektrycznym lub parowym. Sprężarki mogą być tłokowe lub wirnikowe. Te ostatnie należą do nowoczesnych sprężarek (turbo-sprężarki). Ciśnienie powietrza sprężonego wynosi zwykle 6 - 8 at. Ze sprężarek płynie powietrze sprężone do zbiorników, a stąd rurociągami na dół do przodków, gdzie służy do napędu młotków mechanicznych, wiertarek, kołowrotów, motorów do przenośników, pomp itd. Sprężarki umieszcza się w hali oddzielnej lub wspólnej z maszynami do wytwarzania energii elektrycznej, zwanymi turbo generatorami. Zespół turbo-generatorów wytwarza prąd dla kopalni, który rozprowadzany jest przewodami do silników elektrycznych napędowych na dole i na powierzchni kopalni.

5. Warsztaty

Wykonywanie napraw i remontów maszyn i urządzeń powoduje, że kopalnia posiadać musi następujące własne warsztaty: mechaniczny, elektryczny, stolarski oraz kuźnię. W kuźni odbywa się ostrzenie kilofów, wiertek, noży do wrębiarek. Warsztaty mechaniczne zaopatrzone są w maszyny, jak tokarki, strugarki, wiertarki itp. potrzebne do wykonania napraw sprzętu i maszyn stosowanych w kopalni.

W warsztacie elektrycznym przeprowadza się naprawy silników i urządzeń elektrycznych i w tym celu zainstalowane są odpowiednie maszyny i przyrządy pomiarowe.

6. Lampiarnia

Z poprzednich wykładów wiadomo, że na kopalni gazowej musi być według przepisów lampiarnia, z której pobiera osoba zjeżdżająca na dół lampę. W lampiarni przechowuje się, wydaje i odbiera lampy oraz kontroluje

ich stan i przygotowuje je do użycia. W lampiarni są pomieszczenia specjalne jak np. do ładowania akumulatorów lamp elektrycznych, przetwornice i prostowniki, a także pomieszczenia do napełniania benzyną lamp bezpieczeństwa, okienka do wydawania lamp bezpieczeństwa, warsztat do naprawy, okienka do przyjmowania lamp itp. Lampiarnia wydaje lampę gotową do użytku, oczyszczoną i sprawdzoną. Na kopalniach niegazowych są również lampiarnie, nie wymagają jednak tak obszernych budynków i tylu oddzielnych pomieszczeń co na kopalni gazowej.

7. Stacja ratownicza

Stacja ratownicza na kopalni jest to pomieszczenie, w którym przechowywane są aparaty ratownicze i materiały niezbędne do prowadzenia akcji ratowniczej w razie pożaru podziemnego. Aparaty ratownicze muszą być utrzymywane w stałej gotowości do ich użycia, a po użyciu - skontrolowane i doprowadzone do stanu używalności. Wymaga to odpowiedniej obsługi i przyrządów, które znajdują się w stacji ratowniczej. Przepisy technicznej eksploatacji kopalń węgla kamiennego w rozdziale "Ratownictwo Górnicze" podają warunki, jakim odpowiadać powinien ratownik górniczy, podają przepisy o ilości zastępów (zastęp 5 ludzi) - do 500 ludzi zatrudnionych na dobę w kopalni 2 zastępy, przy zakładzie zaś 1000 ludzi 6 zastępów drużyny ratowniczej. Przy ilości zastępów 2 - 6 ilość aparatów do oddychania roboczych ma wynosić co najmniej 12. W przepisach w ratownictwie górniczym określone są również obowiązki kierownika stacji ratowniczej i mechanika stacji ratowniczej oraz kierownictwa kopalni.

8. Znaczkownia (markownia)

Znaczkownia (markownia) jest pomieszczeniem, w którym każdy zjeżdżający na dół pracownik otrzymuje znaczek kontrolny, który po wyjeździe z dołu powinien być spowrotem oddany. Nie oddanie znaczka przez pracownika po dniówce powoduje podjęcie akcji poszukiwawczej.

9. Łaźnia

Każda kopalnia ma łaźnie i szatnie do zmiany odzieży roboczej i kąpieli. Szatnie są to zwykle hale wysokie, w których zawieszane są na łańcuchach ubrania. Łaźnie posiadają szereg natrysków z wodą ciepłą i zimną, tak że każdy z robotników może po pracy umyć się. Przy łaźniach znajdują się również izby opatrunkowe, w których udziela się pierwszej pomocy lekarskiej w wypadkach skaleczenia czy nagłej choroby pracownika. W kopalni każdy oddział sztygarski powinien posiadać punkt opatrunkowy z odpowiednim wyposażeniem.

Budynki administracyjne znajdują się również na terenie kopalni, lub w bliskim sąsiedztwie. W budynkach tych mieszczą się biura zarządu kopalni, kierownictwa technicznego i administracyjnego. Znaczną część terenu powierzchni kopalni zajmuje dworzec kopalniany. Dworzec posiada kilka lub kilkanaście torów, na których zestawia się składy pociągów. Wagony kolejowe próżne podstawiane są pod sortownią, gdzie następuje ich załadowanie. Po załadowaniu wagony zestawiane są w pociągi. Dla ułatwienia prac przetokowych stosowane są na dworcach kopalnianych przesuwnice elektryczne.

Przesuwница elektryczna jest platformą stalową posuwającą się na kołach po torach, ułożonych w poprzek torów kolejowych. Wagon wciąga się na tor na platformie za pomocą liny i kołowrotu, po czym platforma przesuwa się na inny tor kolejowy, na który spychany jest wagon. Tory dworca kopalnianego łączą się z torami kolei państwowych.

Z materiałów masowych, jakie w kopalni są stale potrzebne w znacznych ilościach, jest drewno (kopalniaki, dłużyce, materiały tarte, budowlane itp.). Składy drzewne zajmują na powierzchni znaczne przestrzenie.

Przywiezienie w wagonach kolejowych drewno jest wyladowywane i układane w stosy według gatunków, rodzajów, długości. Między poszczególnymi rzędami stosów przeprowadzone są tory o prześwicie potrzebnym do wozów kopalnianych, którymi dowozi się drzewo do szybów.

Poza składami drzewnymi wymagają również dużej powierzchni tzw. zwaly skały płonnej i odpadów.

Z urobkiem wydobywa się w kopalni również pewną ilość skały płonnej z robót kamiennych, czy przybielek lub przerostów. Dla pomieszczenia ich muszą być na te odpady urządzone odpowiednie miejsca składowania (hałdy). Na składowanie skały płonnej wykorzystuje się zapadliska w terenie, a w braku takich usypuje się wysokie stożki.

Składy miału węglowego urządza się osobno, ponieważ materiał ten jest łatwo zapalny i w razie palenia wydziela dymy i gazy zatrzymujące powietrze.

Usytuowanie zwałów powinno być tego rodzaju, by dymy i gazy pożarowe składowisk nie przedostawały się z powietrzem do wyrobisk podziemnych, a na powierzchni skierowane były poza osiedla mieszkaniowe.

XI. SCHEMAT ORGANIZACYJNY KOPALNI

Każda kopalnia powinna mieć w myśl przepisów opracowany schemat organizacyjny oraz zakres działania przewidzianych w nim komórek. Schemat organizacyjny powinien być oparty na schemacie wzorcowym, wydanym przez Ministerstwo Górnictwa, a zakres działania i odpowiedzialność każdej komórki wykazanej w schemacie kopalni powinny być zatwierdzone przez Ministra Górnictwa. Przepisy dalsze odnośnie do schematu organizacyjnego ustalają iż każdy pracownik dozoru technicznego obowiązany jest mieć opis swego zakresu działania i odpowiedzialności oraz zapoznać się z nim i stosować się do niego. Każdy członek załogi kopalnia-nej powinien otrzymać i posiadać wyciąg z przepisów bezpieczeństwa i regulaminu pracy.

Schemat organizacyjny kopalni przedstawia komórki organizacyjne, ich funkcjonalny zakres działania i zależność (rys. 179).

Schemat organizacyjny obejmuje komórki należące do grupy: zarząd przedsiębiorstwa i grupy ruchu przedsiębiorstwa. W grupie pierwszej (zarząd przedsiębiorstwa) komórki noszą nazwę działów, a pomocnicze do ich funkcjonowania - sekcji, natomiast w drugiej (ruchu) zwą się oddziałami i wydziałami. Na czele kopalni stoi dyrektor kopalni, któremu podlegają naczelny inżynier górniczy do spraw technicznych (będący zarazem I zastępcą dyrektora) kopalni oraz zastępca dyrektora do spraw administracyjno-handlowych (II zastępca dyrektora).

Dyrektorowi kopalni podlegają bezpośrednio dział-
ły:

- a) personalny,
- b) planowania,
- c) księgowości i finansowy,
- d) pracy i płacy,
- e) inspektor organizacyjny,
- f) dyspozytor ruchu,

g) sekcja kontroli jakości produkcji.

Naczelnemu inżynierowi podlegają działy: górniczy i maszynowy. Dział górniczy prowadzony jest przez kierownika robót górniczych, a maszynowy przez głównego mechanika. Poza tym naczelnemu inżynierowi podlegają działy inwestycji, mierniczo-geologiczny oraz główny technik normowania, inspektor bezpieczeństwa, i inspektor techniki ruchu. Drugiemu zastępcy dyrektora do spraw administracyjno-handlowych podlegają komórki, których zakres pracy obejmuje sprawy administracji i handlowe.

Kierownikowi działu robót górniczych podlegają kierownicy pól górniczych i kierownik robót pomocniczych. Kierownikowi pola podlegają nadsztygarzy, którym z kolei podlegają kierownicy oddziałów wydobywczych, i pomocniczych.

Główny mechanik, który jest kierownikiem działu maszynowego posiada w swoim dziale sekcję dokumentacji i techniki gospodarki energetycznej oraz w grupie ruchu nadsztygara maszynowego i elektrycznego, którym podlegają oddziały ruchowe.

Jak widać z podanego schematu (rys. 179) wyznacza on nie tylko funkcjonalny podział pracy i odpowiedzialności, ale również podaje ilość etatów, które powinny być obsadzone. Ilość etatów ustalona schematem odpowiada wielkości zakładu i jego produkcji i nie może być dowolnie zmieniana.

XII. PLANOWANIE W KOPALNI

1. Pojęcia wstępne, wprowadzające do zagadnienia planowania

W ustroju państwa socjalistycznego (ZSRR), jak również państwa znajdującego się na drodze do ustroju socjalistycznego (np. Polska) życie gospodarcze kierowane jest na podstawie tzw. planów gospodarczych.

Plan gospodarczy stanowi zespół wiążących dyrektyw polityczno-gospodarczych, które określają kierunek działalności gospodarczej państwa i treść tej działalności, wyrażonej konkretnymi zadaniami, wyznaczonymi dla poszczególnych gałęzi gospodarki narodowej.

Pierwszy plan gospodarczy w Polsce, tzw. 3-letni, ujął w swe ramy gospodarkę narodową pod hasłem jej odbudowy ze zniszczeń wojennych, odbudowy na całkowicie nowych podstawach, uwarunkowanych, dokonanyymi przemianami społecznymi (unarodowienie przemysłu). Drugi Plan, 6-letni, obecnie w końcowym stadium realizacji ma charakter przebudowy i rozbudowy Polski w kierunku jej uprzemysłowienia.

Plany gospodarcze, ze względu na zasięg ich trwania w czasie, dzieli się na perspektywiczne i bieżące. W planach perspektywicznych wytyczony jest rozwój całej gospodarki lub też w odniesieniu do poszczególnych jej gałęzi na dłuższy okres czasu kilku lub kilkunastu lat. Plany bieżące obejmują krótsze okresy czasu, mieszczą się jednak w ramach planów perspektywicznych. Plany perspektywiczne sporządzają centralne organy planujące, plany zaś bieżące - najniższe jednostki produkcyjne. Plany bieżące są roczne, a mogą być z kolei podzielone na plany kwartalne, miesięczne. Poza tym istnieje jeszcze podział planów według szerokości zarządu gospodarczego, a więc:

- a) plany gospodarcze zakładów (kopalń),
- b) " " zjednoczeń i centralnych zarządów,
- c) plany gospodarcze resortowe (ministerstw),

d) plan ogólnopaństwowy czyli Narodowy Plan Gospodarczy.

Znaczenie podstawowe mają plany zakładów i przedsiębiorstw.

Plan kopalni (zakładu), w którym ujęta jest przewidywana i określona w konkretnych liczbach działalność techniczno-przemysłowa i finansowa, nosi nazwę planu techniczno-przemysłowo-finansowego.

Plan techniczno-przemysłowo-finansowy stanowi część składową Narodowego Planu Gospodarczego.

Organem, który kieruje pracami dotyczącymi planowania gospodarczego, jest Państwowa Komisja Planowania Gospodarczego (w skrócie P.K.P.G.). W resortach ministerialnych są departamenty planowania, a na szczeblach zarządów centralnych, wydziały planowania, w zakładach zaś - oddziały lub biura planowania.

2. Etapy i zasady sporządzania planu

Działalność każdego przedsiębiorstwa przemysłowego, a więc i każdej kopalni, oparta jest na planie techniczno-przemysłowo-finansowym, który jest częścią Narodowego Planu Gospodarczego. Koncepcję Narodowego Planu Gospodarczego opracowuje P.K.P.G. kierując się wytycznymi ustalonymi przez Partię i Rząd. Opracowanie Narodowego Planu Gospodarczego następuje w 3 etapach, a to:

- 1) opracowanie wytycznych,
- 2) " projektu planu,
- 3) " szczegółów planów techniczno-przemysłowo-finansowych.

Koncepcja planu stanowi pierwszy etap w postaci wytycznych, które ustalone są na podstawie analizy wyników gospodarczych ubiegłego okresu, a określają rozmiary produkcji i proporcje rozwoju poszczególnych gałęzi gospodarki narodowej. P.K.P.G. przeprowadza bilansowanie gospodarki narodowej i stąd wynikają konkretne zadania dla poszczególnych przemysłów. Projektowane wytyczne przedstawiane są Radzie Ministrów do zatwierdzenia i po zatwierdzeniu przekazane zostaną do resortów ministerialnych, które przydzielają zadania centralnym zarządom i zjednoczeniom, a te ostat-

nie - poszczególnym zakładom. Wytyczne zawierają minimalne zadania, które powinny być przeanalizowane przez kierownictwo z udziałem robotników. Po analizie sporządza się na kopalni plan-projekt, który przechodzi następnie przez Zjednoczenie, i Ministerstwo do PKPG. Na wszystkich tych szczeblach plan-projekt analizowany jest wszechstronnie. W P.K.P.G. następuje koordynacja planów z poszczególnymi gałęziami gospodarki narodowej, a następnie opracowanie projektu Narodowego Planu Gospodarczego, który po uzyskaniu zatwierdzenia przez Radę Ministrów stanowi podstawę do sporządzenia szczegółowych planów techniczno-przemysłowo-finansowych, zatwierdzanych przez jednostki nadrzędne, a więc zjednoczenia i zarządy centralne.

Sporządzenie planu nie stanowi etapu końcowego działalności planowania, ponieważ realne znaczenie ma wykonanie planu, wobec czego konieczna jest kontrola jego wykonywania i analiza zachodzących zmian. Po wykonaniu planu i po okresie planowym następuje analiza szczegółowa.

3. Plan techniczno-przemysłowo-finansowy kopalni

Plan techniczno-przemysłowo-finansowy kopalni obejmuje:

- a) plan produkcji,
- b) " rozwoju techniki,
- c) " inwestycyjny,
- d) " zatrudnienia i płac,
- e) " zaopatrzenia materiałowego i technicznego,
- f) " kosztów własnych,
- g) " finansowy.

Plan produkcji zawiera liczby dotyczące produkcji, tak co do jej ilości jak również wartości. Zagadnienia techniczne i ekonomiczne charakteryzują wskaźniki techniczno-ekonomiczne. W planie rozwoju techniki przewiduje się zadania mechanizacji procesów pracochłonnych i usprawnień technicznych. Wysokość środków finansowych potrzebnych na roboty nowe dla utrzymania, lub poszerzenia produkcji albo na zakup maszyn i sprzętu do nich figuruje w planie

inwestycyjnym. Na podstawie programu produkcji oraz norm pracy ustala się plan zatrudnienia i płac uwzględniając przy tym zadania podwyższenia wydajności pracy. Plan zaopatrzenia materiałowego i technicznego sporządza się w oparciu o normy zużycia i zapasów oraz na podstawie planowej produkcji. Plan kosztów własnych obejmuje całokształt nakładów, potrzebnych do wytworzenia planowanej produkcji. W ostatniej części planu w tzw. planie finansowym, określa się potrzeby kopalni w dziedzinie środków obrotowych oraz ich pokrycie i źródła.

Wskaźniki planu techniczno-przemysłowo-financego. Plan techniczno-przemysłowo-financego obejmuje wielką ilość wskaźników. Wskaźniki mogą być ilościowe lub jakościowe.

Wskaźniki ilościowe charakteryzują wielkość działalności produkcyjnej kopalni, np. ilość wydobycia kopaliny użytecznej, długość frontu eksploatacyjnego, liczbę załogi zatrudnionej itp. Wskaźniki jakościowe charakteryzują jakość pracy, jakość produktu itp. jak np.:

wskaźnik mechanicznego urabiania, ładowania

wskaźnik wydajności pracy (ogólnej, dołowej, w przodku)

Zadaniem wszystkich wskaźników jest zobrazowanie postępu technicznego i ekonomicznego przedsiębiorstwa, ocena jakości pracy i sprawności przedsiębiorstwa.

Metoda bilansowa przy planowaniu odgrywa poważną rolę, ponieważ z jej pomocą ustala się wzajemne stosunki między poszczególnymi gałęziami i przemysłami. Metoda bilansowa polega na tym, że dla każdego elementu planu przeciwstawia się wydatkom ich pokrycie. Tak np. ustalając zapotrzebowanie węgla dla całej gospodarki krajowej umieszcza się planowe zapotrzebowanie wszystkich gałęzi przemysłu po jednej stronie, a po drugiej projektowaną ilość wydobycia węgla. Na podstawie takiego zestawienia: projektowanego zapotrzebowania i projektowanego wydobycia ustalić można, jeśli wynika niedobór w pokryciu, rozmiary budowy nowych kopalń.

Metoda powiązań. Wszystkie części planu muszą być z sobą powiązane, skoordynowane. W planie produkcji kopalni musi być zachowana zasada prawidłowego stosunku robót eksploatacyjnych i przygotowawczych, prace

na dole musi być zharmonizowana z pracą na powierzchni itp. Konieczność stosowania metody powiązań wzajemnych w końcowym planie całego zakładu wynika z faktu, że plany układane są jednocześnie przez wszystkie komórki i dopiero w planie zbiorowym (ogólnym) można je skoordynować.

4. Określenie zdolności produkcyjnej kopalni

Zdolnością produkcyjną kopalni nazywa się wydobyć maksymalne kopalni możliwe do osiągnięcia w jednostce czasu.

Zdolność produkcyjna kopalni zależy od szeregu czynników, które w ciągu istnienia kopalni mogą ulegać zmianom. Wobec tego i zdolność produkcyjna nie jest wielkością stałą i dlatego wstępną czynnością planowania w kopalni jest określenie zdolności produkcyjnej i oparcie na tej podstawie planu kopalni. Badanie zdolności produkcyjnej kopalni pozwala przy tym na wykrycie wąskich przekrojów, które ograniczać mogą kopalnię w jej możliwościach produkcyjnych. Do najważniejszych czynników, mających wpływ na zdolność produkcyjną kopalni należą:

- 1) roboty górnicze - stan ich i rozwinięcie,
- 2) transport dołowy - możliwości odtransportowania urobku z miejsc urabiania na powierzchnię,
- 3) wyciąganie szybem - zdolność przepustowa szybu,
- 4) wentylacja - możliwość wydobywania ze względu na ilość powietrza i sposób jego wprowadzenia,
- 5) powierzchnia - wydajność urządzeń sortowniczych i zakładowych na powierzchni.

Oprócz wymienionych głównych czynników wpływ na zdolność produkcyjną kopalni mogą mieć i inne, np. zaopatrzenie w energię elektryczną, zaopatrzenie w mieszkania pracowników itp.

Po określeniu zdolności produkcyjnej według poszczególnych czynników określa się zdolność produkcyjną kopalni jako całości. Zasadniczo przyjmuje się, że zdolność wydobywcza szybu określa potencjał produkcyjny kopalni. Jeśli jednak wynika z obliczeń, że zdolność produkcyjna ze względu na inny czynnik jest mniejsza, wówczas potencjał produkcyjny kopalni przyjmuje się według czynnika ograniczającego (limitujące-

go), jeżeli nie można zdolności przepustowej tego czynnika rozszerzyć w okresie planowanym. Przy planowaniu wydobywania kopalni należy mieć na uwadze sprawę maksymalnego wykorzystania zainstalowanych na kopalni i w kopalni urządzeń i maszyn.

Z uwagi na możliwości wykorzystania zdolności produkcyjnej kopalni i środki zmierzające do tego celu wyróżniamy 3 typy kopalń:

1) Kopalnie rozwojowe, w których istnieją możliwości zwiększenia frontu robót eksploatacyjnych w krótkim czasie, a co za tym idzie, zwiększenia wydobywania.

2) Kopalnie o ograniczonych możliwościach górniczych, których wysokość wydobywania jest ustalona na pewnym poziomie stałym.

3) Kopalnie wyczerpujące swe zapasy, przeznaczone do likwidacji i zamiast nich należy przewidzieć nowe zakłady.

Dla pierwszej grupy kopalń najważniejszą sprawą jest ujawnienie wąskich gardeł (przekrojów), które powodują niewykorzystanie w pełni możliwości produkcyjnych kopalni i opracowanie środków i zarządzeń dla ich usunięcia. W drugiej grupie kopalń przewidzieć należy środki zmierzające do utrzymania wydobywania na osiągniętym poziomie. Grupa trzecia kopalń na wyczerpaniu powinna być uwzględniona w planowaniu pod kątem utrzymania kosztów nie przekraczających bez uzasadnienia wyznaczonych limitów. Po określeniu zdolności produkcyjnej kopalni przystępuje się do planowania podstawowej produkcji kopalni.

5. Planowanie podstawowej produkcji kopalni

Planowanie podstawowej produkcji obejmuje ułożenie planu wydobywania, wskaźników górniczo-technicznych, mechanizacji i transportu dołowego. Roboty górnicze scharakteryzowane są w planie następującymi wskaźnikami:

- a) linii przodków wybierkowych,
- b) postępu robót przygotowawczych,
- c) robót koniecznych dla utrzymania wyrobisk górniczych,
- d) wydobywania z poszczególnych miejsc pracy.

Czynna linia przodków w kopalni obejmuje wyrobiska eksploatacyjne i przygotowawcze. Linia przodku, lub linia jego frontu wybierania jest to długość, lub szerokość, mierzona w kierunku prostym do kierunku posuwania się przodku w miarę urabiania. Jeżeli przodki posuwają się po rozciągłości, długość linii mierzy się wzdłuż upadu, a przy posuwaniu się po wzniesieniu lub po upadzie długość linii przodku mierzy się po rozciągłości.

Wydobycie kopalni zależy od długości linii przodków oraz szybkości postępu tej linii, przy danej grubości pokładu. Przedłużenie linii frontu pozwala na zwiększenie wydobywania, tak jak i przyspieszeniu jej postępu. Aby otrzymać wydobywanie z robót eksploatacyjnych bierze się pod uwagę każde poszczególne wyrobisko eksploatacyjne i jego długość. Z zestawienia wszystkich przodków i ich długości wynika sumaryczna długość linii przodków, czyli długość frontu robót eksploatacyjnych. Znając grubość pokładu, długość frontu oraz postęp, oblicza się wydobywanie, jakie można otrzymać w określonym czasie.

Oprócz eksploatacyjnych przodków, stanowiących główne miejsca produkcji kopalni, prowadzi się w kopalni przodki chodnikowe w złożu, z których otrzymuje się pewną ilość wydobywania kopaliny użytecznej. Długość frontu przodków chodnikowych i ich postęp przy znanej grubości pokładu pozwala obliczyć wydobywanie z chodników.

Wydobywanie kopalni będzie sumą wydobywania z robót eksploatacyjnych i przygotowawczych.

Obliczenie postępu chodników przeprowadza się osobno dla każdego wyrobiska i oddziału, przyjmując za zasadę, że przygotowanie nowych poziomów, pięter czy pól eksploatacyjnych powinno wyprzedzać termin rozpoczęcia w nich eksploatacji. Przeciętny miesięczny postęp dla przecznicy i chodników w kamieniu przyjmuje się 30 - 35 m, dla chodników poziomych 45 - 50 m, dla pochyłych w węglu 40 - 45 m. Liczby powyższe zależą od charakteru skały, w której przodek posuwa się, od wyposażenia technicznego przodku (stopnia mechanizacji) i od organizacji robót.

6. Wskaźniki górniczo-techniczne

Przy obliczaniu wskaźników górniczo-technicznych bierze się pod uwagę ilość i długość przodków pracujących w okresie planowym. Przodki, które nie pracują przez cały okres planowy, oblicza się na podstawie ilości dni ich pracy, a pracujące bez przerwy przyjmuje się w całkowitej długości i ilości.

a) Wskaźnik średniej długości przodka równa się średniej arytmetycznej wyliczonej według ilości dni pracy, zgodnie z wzorem:

$$W_1 = \frac{L \cdot n}{n_2},$$

gdzie

L - długość przodka (szerokość),

n - ilość dni pracy przodka,

n_2 - ilość dni wydobywczych kopalni.

b) Długość linii frontu przodków dla całej kopalni równa się sumie średnich długości każdego poszczególnego przodka.

$$W_1 = \frac{L \cdot n}{n_2}.$$

c) Średni wskaźnik ilości przodków przyjmuje się:

$$\frac{n_1}{n_2}.$$

d) Miesięczny postęp frontu przodków kopalni S:

$$S = \frac{P}{W_1},$$

gdzie

P - powierzchnia pól wybranych w 1 miesiącu,

W_1 - sumaryczna długość frontu linii przodka kopalni.

Postęp oblicza się osobno dla przodków wybierki i osobno dla przygotówki.

Oprócz tych wskaźników oblicza się jeszcze średnią głębokość wrębu dla całej kopalni, ilość cykli w

całej kopalni. Sposób obliczania najlepiej wyjaśni następujący przykład.

P r z y k ł a d:

Obliczyć wskaźniki górniczo-techniczne dla kopalni mającej w ruchu 5 ścian i następujące dane co do ich wymiarów i pracy w miesiącu:

Nazwa ściany	Długość ściany m	Głębokość wrębu m	Ilość dni wydobyw. kopalni	Ilość dni rob. ścian.	Ilość cykli
I	160	1,8	30	30	22
II	200	1,4		20	15
III	140	1,6		15	15
IV	100	1,8		30	30
V	120	1,8		25	44

Obliczenie średniej miesięcznej długości poszczególnego przodka wybierki, ilości przodków i zsumowanej średniej czynnej długości frontu wszystkich przodków:

Nazwa ściany	Długość ściany m	Ilość dni rob. bocznych (n_1)	Iloczyn długości i ilości dni rob.	Średnia długość ściany	Średnia ilość przodków $\frac{n_1}{n_2}$
I	160	30	4800	$\frac{4800}{30} = 160$	$\frac{30}{30} = 1$
II	200	20	4000	$\frac{4000}{30} = 133$	$\frac{20}{30} = 0,67$
III	140	15	2100	$\frac{2100}{30} = 70$	$\frac{15}{30} = 0,50$
IV	100	30	3000	$\frac{3000}{30} = 100$	$\frac{30}{30} = 1$
V	120	25	3000	$\frac{3000}{30} = 100$	$\frac{25}{30} = 0,83$
cała kopaln.	720		16 900	średnio = 141	4

Średnio czynna długość frontu przodków wynosi 563 m, a sumaryczna ilość punktów wynosi 4.

Obliczenie miesięcznego postępu linii przodków kopalni:

Nazwa ściany	Długość ściany m	Głębokość wrębu m	Ilość cykli	Powierzchnia pola podwrębnego m	Stosunek pola podwrębnego do głęb. wrębu
I	160	1,8	22	6350	3500
II	200	1,4	15	4200	3000
III	140	1,6	15	3350	2100
IV	100	1,8	30	5400	3000
V	120	1,8	24	5200	2900
cała kopalnia				24500	14500

Miesięczny postęp wynosi $\frac{24500}{563} = 43 \text{ m}$,

Średnia głębokość wrębu $\frac{24500}{14500} = 1,7 \text{ m}$

Średnia ilość cykli ścianowych $\frac{43}{1,7} = 25,3$

Wskaźniki mechanizacji, jak np. mechanizacji wrębu, mechanizacja wybierania, ładowania, odstawy przedstawić można obliczając ilość węgla uzyskanego przy użyciu wrębiarek, kombajnów, pługów, strugów itp. i określając procent tego węgla w odniesieniu do całego wydobycia kopalni.

Wskaźniki transportu dołowego. Wielkość pracy transportu dołowego oblicza się dla każdego transportu oddzielenie i wyraża się iloczynem tonażu i średniej odległości w tonokilometrach.

Oprócz wskaźników technicznych górniczych i dotyczących urządzeń mechanicznych i maszynowych ujmując się w planie wskaźniki dotyczące załogi, kosztów i wydajności pracy.

Podstawą planu zatrudnienia są normy techniczne, produkcyjne i czasowe. Przez normę produkcyjną rozu-

mie się ilość jednostek produkcji, jaka powinna być wykonana w jednostce czasu (na godzinę, zmianę). Norma czasowa jest to ilość czasu wyznaczona na wykonanie określonej roboty.

7. Wydajność pracy

Wydajnością pracy nazywa się ilość produkcji przypadająca na jednego robotnika w określonej jednostce czasu (godzina, zmiana, dzień itd.). Rozróżniamy wskaźniki ilościowe i wartościowe. Wskaźnik ilościowy stosuje się wówczas, gdy produkcja jest jednolita pod względem rodzaju i gatunku produktu, np. w kopalni. Przy produkcji niejednolitej oblicza się wydajności wartościowe.

W planie techniczno-przemysłowo-finansowym kopalni oblicza się wydajność pracy w tonach na roboczo-dniówkę. Wydajność otrzymamy dzieląc wydobyte przez ilość dniówek przepracowanych.

Na wydajność pracy w kopalni mają wpływ między innymi następujące czynniki:

- a) warunki naturalne złoża - (grubość pokładu, upad zaleganie, gazowość, pyłowość, skały otaczające),
- b) stosunek robót wybierkowych do robót przygotowawczych,
- c) poziom mechanizacji robót urabiania, ładowania odstawy itp.,
- d) dynamika współzawodnictwa,
- e) obciążenie kopalni produkcją,
- f) organizacja robót,
- g) kwalifikacje zawodowe robotników,
- h) dyscyplina pracy.

Niektóre z czynników są stałe, dane z góry, których zmienić nie możemy, np. upad pokładu, rozciągniętość itp., ale możemy uzyskać wyższe wyniki wydajności przez odpowiedni dobór sposobów eksploatacyjnych, odpowiednie rozplanowanie wyrobisk górniczych, tak przestrzenne, jak i w czasie.

Stosunek robót eksploatacyjnych do przygotowawczych wywiera wpływ na wydajność dlatego, że roboty

eksploatacyjne pozwalają na osiągnięcie większego wydobycia przy mniejszej ilości ludzi. Im więc roboty eksploatacyjne dawać będą większą produkcję, wydajność będzie wyższa i przeciwnie. Stosunek robót przygotowawczych do eksploatacyjnych wyraża się w % wydobycia z tych robót. W kopalni rozwiniętej stosunek ten wyraża się w granicach około 6 - 25 % i zależy jest od systemu wybierania. Przy systemie ścianowym jest mniejszy do 10 %, a przy systemie zabierkowym 10-25 %.

Poziom mechanizacji prac w kopalni ma wpływ na wydajność w kierunku jej zwiększenia, gdyż użycie maszyn zamiast pracy ręcznej daje wyniki produkcyjne wyższe.

Dynamika współzawodnictwa jest czynnikiem, który jest podstawą wydajności pracy w zakładzie produkcyjnym w ustroju socjalistycznym. Samo wyposażenie techniczne kopalni nie wystarczy do osiągnięcia najwyższych wyników. Współzawodnictwo ludzi pracujących maszynami, ich postawa, aktywność, przedsiębiorczość w użyciu sprzętu i maszyn pozwala na osiągnięcie większej wydajności. Współzawodnictwo łącznie z racjonalizatorstwem jest motorem do przekroczenia norm produkcyjnych, a tym samym powiększenia wydajności.

Obciążenie kopalni, czyli wysokość wydobycia, które mogą przepuścić wszystkie elementy kopalni (wyrobiska, maszyny) w jednostce czasu wywiera wpływ na wydajność z tego powodu, że jest w kopalni pewna ilość obsługi maszyn, ilość posterunków, które nie są zależne od ilości produkcji (np. obsługa maszyn wyciągowych), a więc przy wzroście wydobycia i stałej ilości ludzi wydajność musi wzrastać.

Organizacja robót, polegająca na odpowiednim obłożeniu, zharmonizowania ich w czasie i miejscu wykonania pozwala na uzyskanie wyższych wyników wydajności. Ogólnie można powiedzieć, że nie ma zakładu produkcyjnego, w którym nie można by jeszcze lepiej zorganizować pracy.

Dyscyplina pracy i kwalifikacje zawodowe są czynnikami, które wywierają również wpływ na wyniki wydajności.

8. Wskaźniki kosztów własnych

Produkcja wymaga pewnych nakładów, których sumę wyrażoną pieniężnie nazywamy kosztem własnym. Koszt własny obliczony na jednostkę produkcji jest wskaźnikiem jakościowym działalności zakładu produkcyjnego. W koszcie własnym, w szczególności w wypadku jego systematycznego obniżania odzwierciedla się wzrost wydajności pracy, obniżenie się zużycia materiałów i zużycia energii, likwidacja wydatków nieprodukcyjnych, stopień wykorzystania maszyn i urządzeń, a ogólnie mówiąc - stopień organizacji zakładu pod względem technicznym i funkcjonalnym. Produkować więcej, lepiej, taniej i szybciej jest podstawową myślą przewodnią w ustroju państwa socjalistycznego, jest jedną z naczelnych zasad ekonomiki socjalistycznej.

Koszty wydobywania 1 tony kopalin użytecznej obejmują wydatki następujących rodzajów:

- 1) materiały,
- 2) paliwo,
- 3) energia elektryczna,
- 4) płace zarobkowe,
- 5) świadczenia,
- 6) amortyzacja,
- 7) inne wydatki.

W kosztach własnych wydobywania najważniejszą pozycję stanowi robocizna ze świadczeniami (około 70 %), następnie materiały (11 - 13 %) i inne wydatki (10 - 12 %), razem około 90 % wszystkich produkcyjnych kosztów.

Wpływ na koszty własne ma wiele czynników, a wśród nich wydajność pracy i koszty materiałów są najważniejsze. Przy wzroście wydajności załogi kopalnianej, np. 5 % koszt własny obniżył się w konkretnym wypadku o 1,6 %, mimo że zarobek górników uległ wyższości (2,5 %). Obniżenie kosztów materiałów może nastąpić przez lepsze wykorzystanie oraz zastosowanie odpowiednich do warunków produkcji materiałów.

9. Analiza wykonania planu

Analizę wykonania planu przeprowadza się już w toku realizowania planu w celu wykrycia przyczyn odchylenia od planu i opracowania wskazań, zaleceń czy zarządzeń w kierunku usunięcia przyczyn zaburzeń w procesie produkcyjnym. Szczegółowa analiza możliwa jest po upływie okresu planu i na podstawie danych statystycznych.

Analizę końcową, szczegółową i jej wyniki wykorzystuje się przy układaniu planów na okres następny.

XIII. NORMY PRACY W GÓRNICTWIE

1. Rodzaje norm

Termin norma pracy oznacza w praktyce określone ilościowo i jakościowo minimalne zadanie do wykonania przez pracownika lub zespół pracowników w wyznaczonej ilości czasu.

Prof. B. K r u p i ń s k i określa normę pracy, jako właściwy stosunek między jakościowo i ilościowo określoną produkcją a przeciętnym nakładem czasu pracy ludzkiej potrzebnym do jej wykonania w warunkach naturalnych i technicznych określonych przez normę. Produkcję mierzy się miarami i ilością wykonanych jednostek długości, powierzchni, objętości, wagi itp., a nakład czasu pracy ludzkiej robotniko-godzinami i jednostkami pochodnymi, a więc robotniko-minutami, robotniko-sekundami. Jeżeli norma pracy odniesiona jest do jednego pracownika, nosi nazwę normy jednostkowej i podaje stosunek zachodzący między określoną ilościowo i jakościowo produkcją a czasem pracy, jaki powinien co najmniej zużyć na jej wykonanie jeden pracownik. Norma odniesiona do więcej niż jednego pracownika nazywa się normą zespołową, a przy większej ilości zespołów tworzących grupę - normą grupową.

Normy pracy mogą być: 1) produkcyjne i 2) czasowe.

Norma produkcyjna określa najmniejszą ilość jednostek produkcyjnych, którą wykonać powinien pracownik lub zespół pracowników w oznaczonej jednostce czasu, np. 0,5 m b. chodnika na 1 robotniko-dniówkę.

Norma czasowa natomiast jest najdłuższym, określonym czasem na wykonanie jednostki produkcji np. 2,0 robot. dniówki na 1 m b chodnika. Ilość pracy, podana w normie produkcyjnej czy czasowej, odnosi się do warunków ustalonych w normie.

Związek, jaki zachodzi między normą produkcyjną i normą czasową, można wyrazić matematycznie wzorami:

$$P = \frac{1}{C}$$

gdzie

P - norma produkcyjna,

C - " czasowa.

Warunki pracy, a więc i warunki wykonania normy, rozróżnia się naturalne, niezależne od woli ludzkiej, i techniczne, określone potrzebami lub środkami przeprowadzania procesu produkcyjnego.

Do naturalnych warunków w robotach górniczych należą takie czynniki, jak np.: rodzaj skały, twardość, łupliwość, zawodnienie miejsca pracy, temperatura itp., do technicznych zaś zalicza się np.: wielkość przekroju wyrobiska, sposoby ładowania i odstawy, mechanizację urabiania itp. Warunki, stanowiące odchylenia od warunków określonych normą uwzględnia się przez stosowanie współczynników zmniejszających lub podwyższających zadania ilościowe normy.

Normy produkcyjne i czasowe obliczone przy przeciętnych warunkach naturalnych i technicznych noszą nazwę norm zasadniczych.

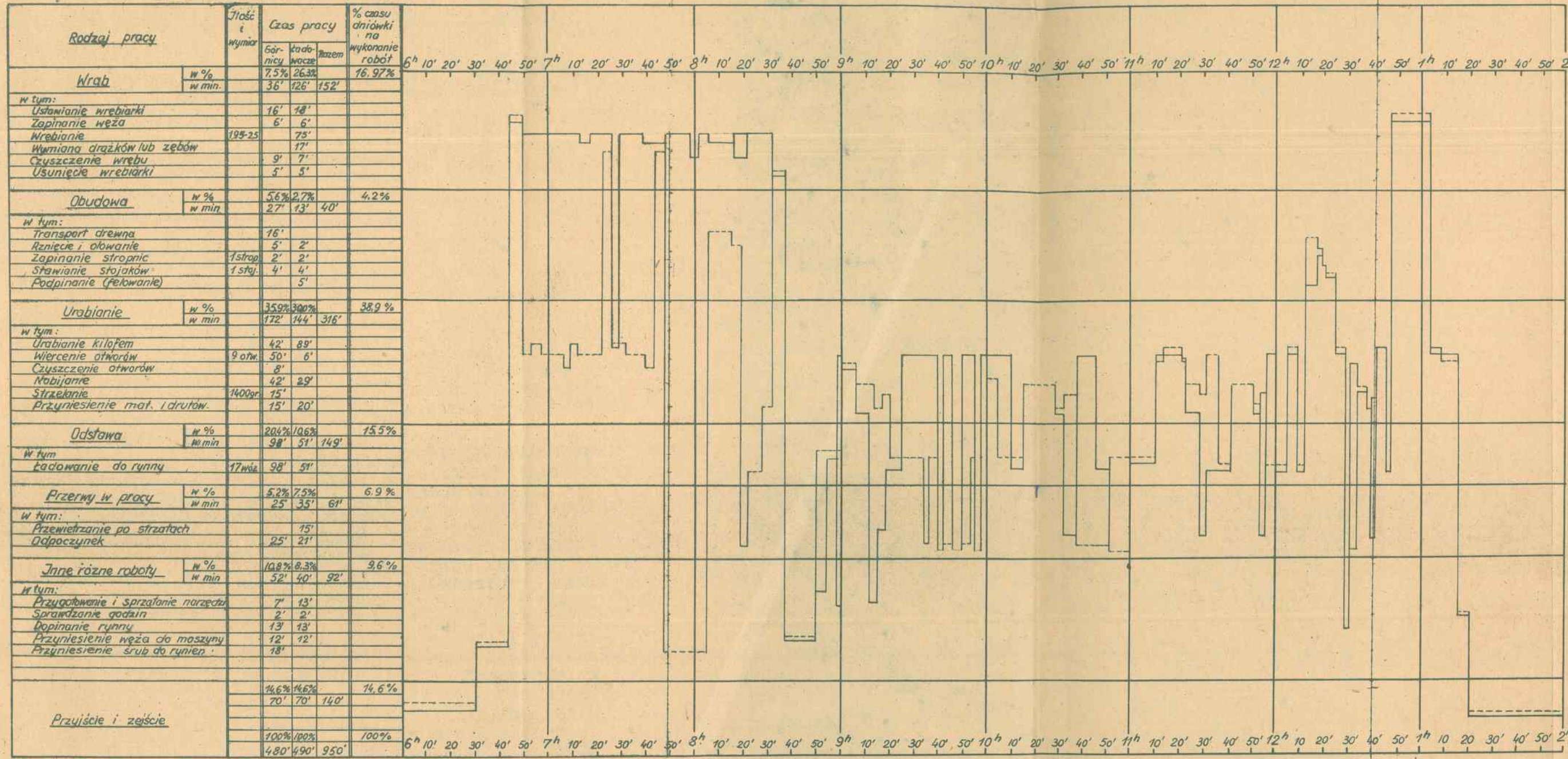
Zadanie produkcyjne składa się zazwyczaj z pewnej ilości czynności elementarnych, które w tych samych warunkach pracy powtarzają się w pewnej stałej kolejności, czyli są cykliczne. Drażenie chodnika składa się z następujących czynności elementarnych:

1. wiercenie otworów strzałowych w przodku,
2. nabijanie, odpalanie, przewietrzanie,
3. obrywanie skał luźnych w przodku,
4. ładowanie urobku i ew. transport na odległość do 50 m,
5. obudowa chodnika odrzwiami w odległości co 1 m.

Norma może dotyczyć czynności elementarnych i wówczas nazywa się elementarną normą pracy. Jeśli norma odnosi się do zespołu elementarnych czynności, wówczas jest normą zbiorczą pracy.

Norma wykonawcza pracy jest to norma zasadnicza pracy pomnożona przez współczynniki uwzględniające odchylenia od przeciętnych warunków pracy, tak naturalnych, jak i technicznych. Normy wykonawcze stanowią podstawę do zawierania umów z pracownikami oraz do obliczania zarobków.

Oddział: _____ Określenie przodka: Chodnik (odbudowy) Obserwował: _____ Nazwisko robot.: _____
Dnia _____ zmiana _____



Uwagi

Pokład _____
Migzność _____
Upad _____
Warstwa _____

Kolejność wiercenia odpalenia otworu nr	Długość otworu mb	Zabior mb	Ilość mater. wybuchow. g

Sposób strzelania _____
Postęp przodka _____ mb

Wydajność na rob/dniówkę

mb	węgl(m³)	kamień(m³)	wozów	pojemn.wózka/kg

Dokładny opis przodka i warunki pracy

Wysokość przodka _____ m Głębokość wrebłu _____ m
Szerokość przodka _____ m Szerokość wrebłu _____ m
Długość obserwowanego wyrobiska _____ m twardość węgla lub skały _____
Obudowa (rodzaj) _____ Transport drewna lub stali _____ m
Wysokość ładowania a) do rynny _____ m b) na taśmę _____ m c) do wózka _____ m
Przewietrzanie _____ Temperatura _____ °C
Narzędzia i maszyny: _____
Inne czynniki: _____
Szczegółowy opis organizacji cyklu robót w przodku (jak robot. strzel.
urabiania, obudowy itd.)

Rys.180a. Harmonogram wzorcowy pędzenia chodnika

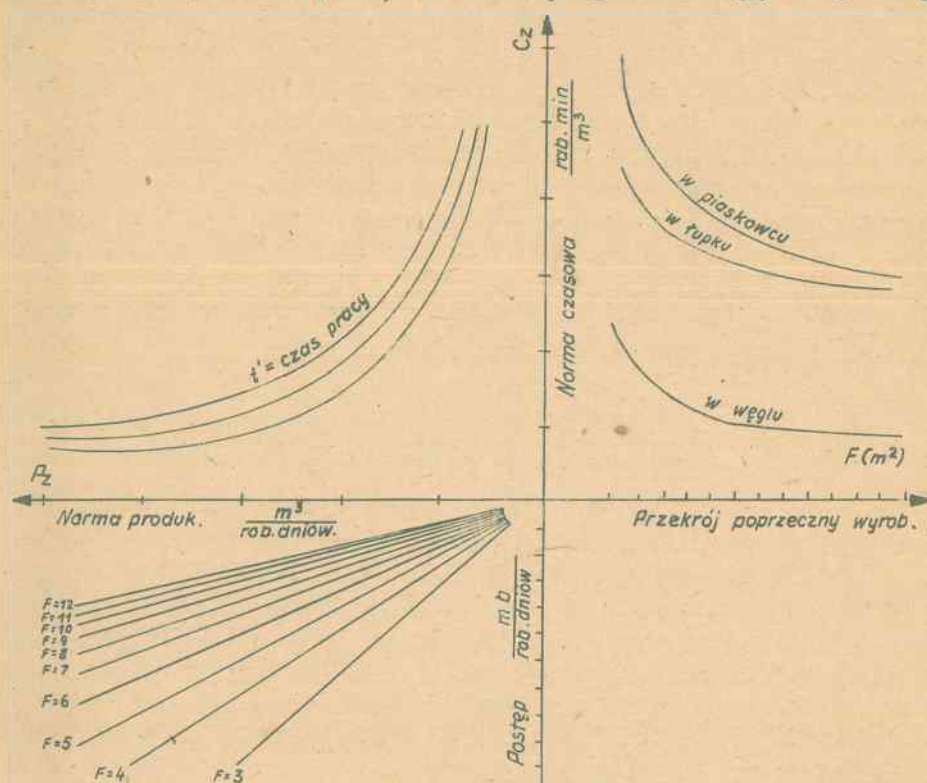
Pojęcie normy zawiera w sobie wzajemny stosunek ilości pracy i nakładu czasu przeznaczanego do jej wykonania lub też ilości czasu przewidzianej do wykonania jednostki produkcji. Czas pracy jest określony ustawami i w górnictwie podziemnym wynosi 7,5 godzin, licząc od chwili zjazdu na dół do wyjazdu na powierzchnię. Z ustawowego czasu dniówki roboczej część jego zużyta być musi przez pracownika na zjazd i wyjazd szybem, dojście do miejsca pracy i powrót z niego na końcu dniówki. Po odliczeniu czasu straconego na drogę do miejsca pracy i powrót pozostaje czas przebywania w przodku (miejscu pracy), czyli tzw. efektywny czas pracy, który zużyć może pracownik na pracę produkcyjną, efektywną. Im dłuższy jest czas efektywny pracy dniówki roboczej, tym ilość wykonanej na dniówkę pracy może być większa.

2. Metody wyznaczania norm w górnictwie

Do wyznaczania norm pracy stosowana była dawniej metoda empiryczna, opierająca się na normach istniejących, które przez wprowadzanie do nich poprawek starano się dostosować do zmieniających się warunków i metod pracy. Metoda empiryczna, jako nieoparta na obiektywnych danych, powodowała niewłaściwą ocenę wyników pracy i, co za tym idzie, niewłaściwe wynagrodzenie. Obecnie do wyznaczania norm służą dwie metody: 1) indukcyjna i 2) dedukcyjna.

Metoda indukcyjna polega na określeniu czynników mających wpływ na wynik pracy i ustaleniu wielkości tego wpływu każdego z nich na całokształt pracy w przodku, w drodze analizy, segregując czynniki według ich ważności, można skonstruować za pomocą metody wnioskowania indukcyjnego normę przeciętną. Metoda indukcyjna opiera się na pomiarach czasu trwania czynności, czyli tzw. chronometrażu. Chronometraż, czyli badanie czasów przeprowadza się w praktyce w ten sposób, że wyszkolony obserwator notuje w miejscu pracy czas trwania poszczególnych czynności, wykonywanych przez członków zespołu roboczego. Pomiar obejmuje również czasy postojów, przerw i odpoczynku, z zaznaczeniem przyczyn. Oprócz czasów trwania czynności notuje się również wyniki pracy elementarnych czynności jak i osiągnięte w czasie całej dniówki. Czynności wszystkie nanosi się następnie na wykres (rys. 180a), który przedstawia dokładny obraz prze-

biegu pracy i jej elementarnych części składowych. Na podstawie danych z chronometrażu i po ich analizie można wyznaczyć czas potrzebny na wykonanie czynności elementarnych, a biorąc pod uwagę większą ilość



Rys. 180b. Wykres do określenia norm pracy

obserwacji określić elementarną normę czasową (rys. 180b). Z elementarnych norm czasowych i przy ustawieniu elementów składowych w pewien korzystny układ wzajemny można wyprowadzić normę zasadniczą, która jest normą przeciętną, uwzględniającą czynniki wpływające na wynik pracy.

Metoda indukcyjna jako wymagająca całego szeregu badań chronometrycznych i odpowiednio wyszkolonego personelu nie zawsze da się zastosować. Drugą metodą, która umożliwia osiągnięcie wyników w krótszym czasie i przy mniejszym nakładzie kosztów, jest metoda tzw. dedukcyjna, opracowana przez mgra inż. Ludwika Ma-
j e w s k i e g o.

Metoda dedukcyjna oparta jest na osiągniętych wydajnościach, które podane są w dowodach zarobkowych. Dane te odnośnie do przodku zawierają wyniki postępu przodku, przekroju poprzecznego i czasu pracy. Osiągnięty praktycznie wynik jest rezultatem wypadkowym, w którym uwzględnione zostały wszystkie czynniki działające w procesie produkcyjnym na wydajność. Aby osiągnięty wynik wydajności mógł stanowić podstawę do wyznaczania normy, należy określić, jakie czynniki wywarły wpływ najważniejszy.

Do czynników wywierających wpływ na wydajność należy przede wszystkim efektywny czas pracy. Porównywać wydajności osiągnięte w poszczególnych przodkach można tylko przy uwzględnieniu efektywnego czasu pracy. Jak już poprzednio podano, efektywny czas pracy jest czasem przebywania pracowników w miejscu pracy. Jeżeli oznaczmy:

T - czas pracy, wynikający z ustawy,

t_1 - czas dojścia do miejsca pracy z czasem zjazdu,

t_2 - czas na drogę powrotną z miejsca pracy i wyjazd,

T_1 - czas efektywny pracy.

Efektywny czas pracy $T_1 = T - (t_1 - t_2)$.

Gdy podzielimy ilość wykonanej pracy przez efektywny czas pracy, otrzymamy ilość jednostek produkcyjnych w jednostce czasu, a przy odniesieniu czasu efektywnego do ilości produkcji możemy obliczyć, ile czasu wymaga jednostka produkcji.

Przy określonych więc warunkach pracy można określić normę czasową (C_1), a mając również dany czas efektywny (T_1) wyznaczmy normę produkcyjną P_1 z wzoru

$$P_1 = \frac{T_1}{C_1} \cdot$$

Zależność normy produkcyjnej od normy czasowej i efektywnego czasu pracy przedstawić można graficznie w układzie współrzędnych prostokątnych, w którym na osiach przyjmujemy normę czasową i produkcyjną. Jeżeli mamy raz określoną normę czasową, to dla dowolnych czasów efektywnych można odczytać z wykresu

normę produkcyjną. Przypuśćmy, że na urobienie 1 m^3 skały w chodniku norma czasowa wynosi 50 minut, to norma produkcyjna przy efektywnym czasie np. 420 minut wyniesie 8,40, przy 400 min-8,00 itd. Dla każdej wielkości czasu efektywnego można normę produkcyjną wyznaczyć. Jeżeli założymy, że czas efektywny jest stały, to dla tego czasu można również podać normy produkcyjne, gdy zmieniać się będzie norma czasowa. W ten sposób można wyznaczyć krzywą, której punkty posiadać będą współrzędne odpowiadające normie czasowej i produkcyjnej. Krzywa ta jest hiperbolą równoboczną. Mając wyznaczone graficznie hiperbole możemy dla każdego czasu T_1 odczytać normę produkcyjną z normy czasowej (rys. 181).

Drugim czynnikiem, który ma poważny wpływ na wynik robót górniczych, jest przekrój poprzeczny wyrobiska. Wielkość wpływu tego czynnika na normę można ustalić na podstawie dowodów zarobkowych, w których podane są wyniki, jak: wymiary poprzeczne wyrobiska, postęp jego w miesiącu, ilość przepracowanych dniówek oraz ilość urobionych ton. Po zestawieniu tych danych według warunków naturalnych i technicznych oblicza się normę czasową zasadniczą dla warunków przeciętnych:

$$C_1 = \frac{D}{F \cdot L \cdot S} ,$$

gdzie

D - ilość urobionych jednostek w miesiącu,

F - przekrój wyrobiska,

L - postęp w miesiącu,

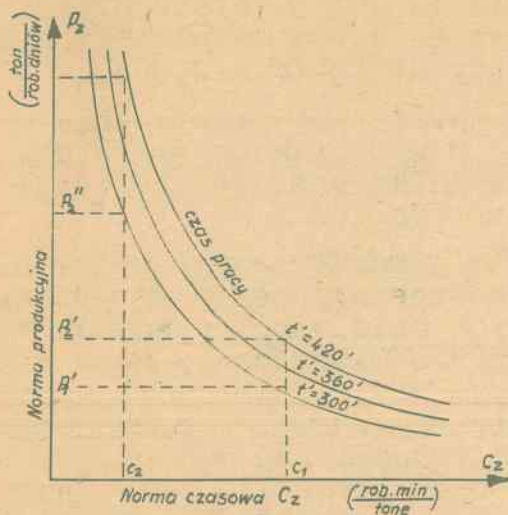
S - ciężar właściwy skały, w której drążone było wyrobisko.

Wykres normy czasowej jako funkcji przekroju poprzecznego wyrobiska przedstawia rysunek 182. Jeśli mając normę czasową chcemy obliczyć normę produkcyjną, korzystamy ze wzoru:

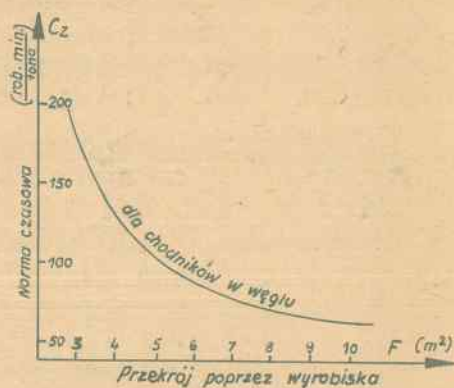
$$P_1 = \frac{T_1}{C_1} = \frac{T_1}{F \cdot L \cdot S} .$$

Wykres normy produkcyjnej jako funkcji przekroju wyrobiska przedstawia rys. 183.

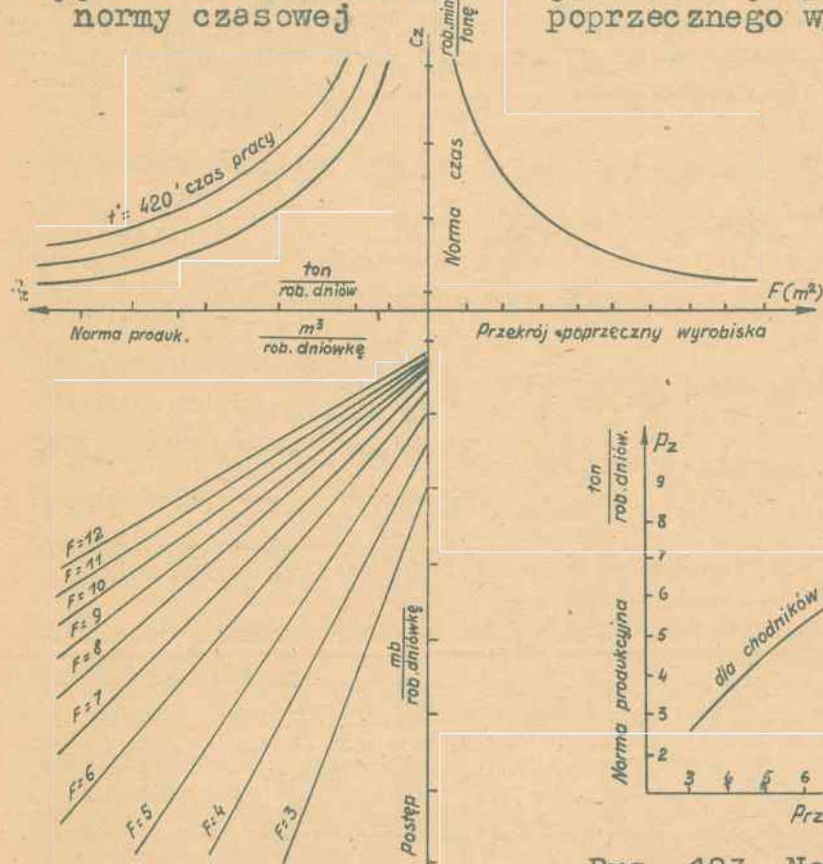
Z innych czynników mających wpływ na normę wymienić należy ładowanie urobku. Ładowanie do rynien lub



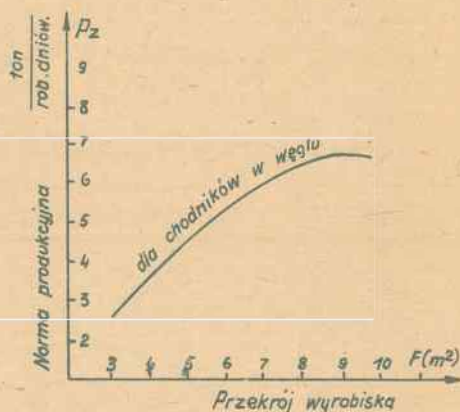
Rys. 181. Norma produkcyjna w zależności od normy czasowej



Rys. 182. Norma czasowa jako funkcja przekroju poprzecznego wyrobiska



Rys. 184. Układ graficzny norm



Rys. 183. Norma produkcyjna jako funkcja przekroju wyrobiska

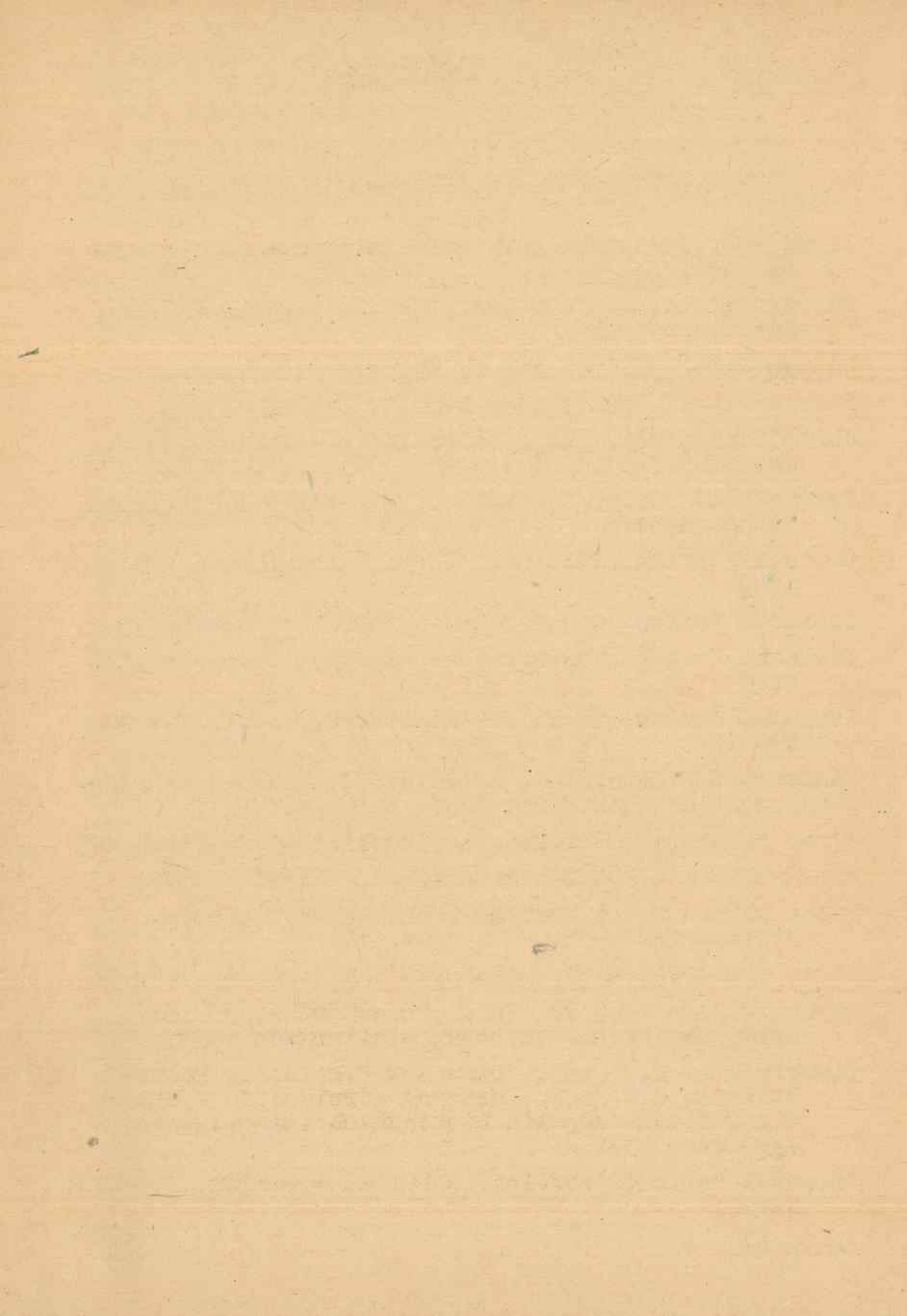
na taśmę jest łatwiejsze niż do wozów, dlatego przy ustalaniu normy z ładowaniem do wozów uwzględnić należy współczynnik zmniejszający normę ($m = 0,96$).

Wpływ grubości pokładu wyraża się praktycznie w postaci utrudnienia obudowy w wyrobiskach wysokich. Celem uwzględnienia tego czynnika stosuje się współczynniki tzw. wyrównawcze za wysokość.

Graficzny układ norm dla górnictwa węglowego. Dla górnictwa węglowego ustalone zostały normy w postaci graficznej i tabel liczbowych oraz współczynników wyrównawczych. Układ graficzny do wyznaczania norm przedstawia w ogólnym zarysie rys. 184. Wychodząc z przekroju wyrobiska wyznacza się w ćwiartce I normę czasową, w ćwiartce II - normę produkcyjną dla odpowiedniego czasu efektywnego, a w ćwiartce III przy danym przekroju wyrobiska postęp m b na robot.-dniówkę. W normie wykonawczej należy jeszcze uwzględnić współczynniki wyrównawcze. Wprowadzenie norm obiektywnych pozwala na właściwą ocenę pracy i wyników oraz na ustalenie zarobków według zasady: każdemu według pracy.

WYKAZ LITERATURY WYKORZYSTANEJ I ZALECANEJ

- Bokij B.W., Podstawy górnictwa (tłumaczenie) Warszawa 1952.
- Budryk Witold, prof.dr inż., Eksploatacja złóż, cz.2, Katowice 1952.
- Budryk Witold, Górnictwo I, Katowice 1947.
- Budryk Witold, Wentylacja kopalń, Katowice 1951.
- Jopek Franciszek, inż., Podśadzanie wyrobisk, cz.I, Katowice 1951.
- Kasiński Kazimierz, prof.inż., Górnictwo II (skrypt), Kraków 1931.
- Lasiecki Wacław, doc.inż., Zarys budownictwa, Katowice 1949.
- Lasiecki Wacław, Odwadnianie wyrobisk, Katowice 1949.
- Lasiecki Wacław, Transport kopalniany, cz.5, Stalinogród 1953.
- Lasiecki Wacław, Transport kopalniany, cz.I, Katowice 1951.
- Ministerstwo Górnictwa, Przepisy technicznej eksploatacji kopalń węgla kamiennego, Katowice 1951.
- Praca zbiorowa, Technika bezpieczeństwa, Katowice 1953.
- Praca zbiorowa, Odbudowa górnicza, Katowice 1948.
- Praca zbiorowa, Gospodarka w przemyśle węglowym, Stalinogród 1953.
- Praca zbiorowa, Zarys górnictwa skalnego (manuskrypt).
- Popowicz Oktawian, dr inż., Transport kopalniany, cz.4, Urządzenia szybowe, Stalinogród 1953.
- Tierpigoriew M., akad., Diemidow P.M. doc., Protodiakonow M.M. doc., Maszyny górnicze do wybierania pokładów kopalin użytecznych (tłumaczenie), Warszawa 1952.
- Zalewski Feliks, prof.inż., Obudowa wyrobisk, Katowice 1949.



SPIS TREŚCI

I. Eksploatacja górnicza złóż kopalin stałych	3
1. Wyjaśnienia wstępne	3
2. Metody eksploatacji złóż kopalin stałych	3
II. Eksploatacja naziemna (odkrywkowa)	6
1. Charakterystyka i warunki stosowania eksploatacji naziemnej (odkrywkowej)	6
2. Typy kopalń naziemnych (odkrywkowych)	8
3. Obszar górnictwa kopalni naziemnej	9
4. Założenie poziomów i pięter w kopalni naziemnej	11
5. Rodzaj wyrobisk górniczych w kopalni naziemnej	12
6. Klasyfikacja systemów wybierania przy eksploatacji naziemnej	15
7. Wysokość przodku wyrobiska eksploatacyjnego	22
8. Sposoby udostępnienia złóż do eksploatacji naziemnej	22
9. Usuwanie nadkładu	27
a) Urabianie skał w nadkładzie	27
b) Charakterystyka pracy czerparek i ich podział	28
c) Transport skał płonnych i zważowanie ich	34
10. Roboty przygotowawcze w złożu	36
11. Roboty eksploatacyjne	38
12. Transport urobku	43
13. Odwadnianie kopalń naziemnych	45
14. Przykład kopalni naziemnej węgla brunatnego w Turowie	49
III. Eksploatacja podziemna złóż	51
A. Wyjaśnienia ogólne	51
1. Charakterystyka eksploatacji podziemnej	51
2. Obszar górnictwa kopalni podziemnej	52
3. Podział robót górniczych podziemnych	53

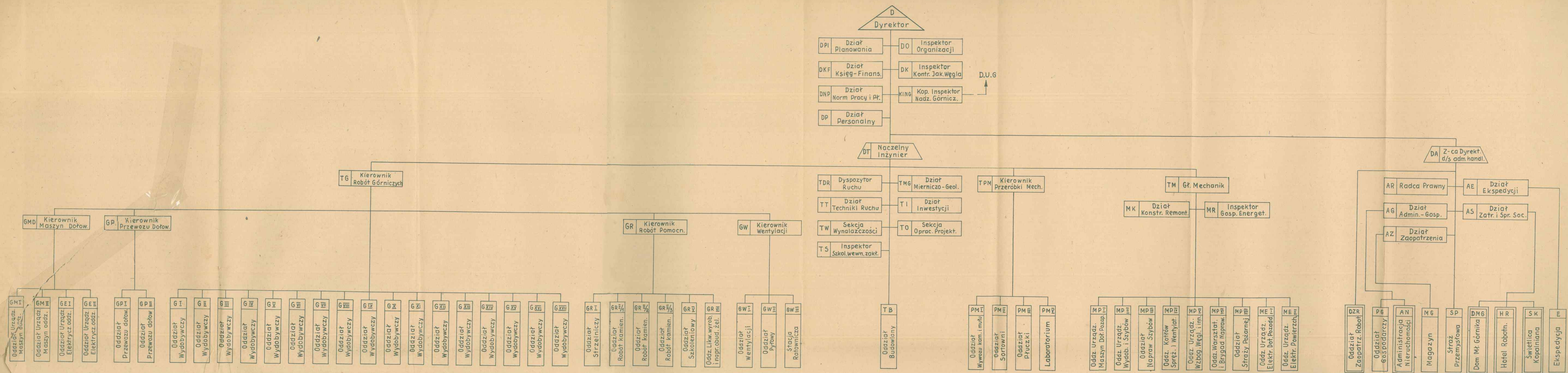
B. Roboty przygotowawcze	54
1. Cel i podział robót przygotowawczych	54
2. Sposoby prowadzenia wyrobisk przygotowawczych	60
3. Wymiary wysokości i szerokości chodników	64
4. Wykonanie chodników z przybierką spągu lub stropu	64
5. Organizacja pracy w chodniku przy jego wykonaniu	67
C. Systemy podziemnego wybierania złóż kopalin stałych	69
1. Podział systemów	69
2. Systemy wybierania w zależności od rodzaju wyrobiska eksploatacyjnego.	70
3. Systemy ze względu na kierunek wybierania przygotowanej części pokładu	76
4. Systemy wybierania z uwagi na sposób likwidacji przestrzeni wybranej złożowej	78
5. Systemy wybierania ze względu na sposób podziału złoża na warstwy.	79
6. Zestawienie systemów.	80
D. Wybór systemu wybierania pokładów	82
1. Czynniki wywierające wpływ na wybór systemu	82
a) Grubość pokładu	82
b) Rodzaj skał stropowych i ich wpływ na wybór systemu wybierania	84
c) Wpływ kąta nachylenia pokładów do płaszczyzny poziomej na system wybierania.	85
d) Inne czynniki mające wpływ na wybór systemów wybierania. Rodzaj i stopień zmechanizowania robót.	86
2. Kierunek wybierania udostępnionej części złożu od lub do granic kopalni	87
E. Systemy wybierania pokładów węgla kamiennego	89
1. System ścianowy podłużny z zawałem	89
a) Warunki jego stosowania.	89
b) Roboty przygotowawcze	91
c) Urabianie na ścianie.	94
d) Obudowa na ścianie	99

e)	Odstawa urobku	102
f)	Przewietrzanie wyrobiska ścianowego	105
g)	Likwidacja przestrzeni wybranej przez zawalenie stropu	105
h)	Organizacja pracy na ścianie	107
2.	System ścianowy podłużny z podsadzką suchą	109
3.	Systemy ścianowe z podsadzką płynną	112
a)	Warunki stosowania	112
b)	Urządzenia podsadzkowe	112
c)	System ścianowy podłużny z podsadz- ką płynną	120
d)	System ścianowy poprzeczny z pod- sadzka płynną	120
e)	Odmiana systemu ścianowego poprzecz- nego z 3 ścianami	123
f)	System ścianowy poprzeczny z wybie- raniem pasami	125
4.	Systemy długich zabiererek z podsadzką płynną	125
5.	Ślaski system wybierania grubych po- kładów na zawał	127
6.	System filarowo-zabierkowy poprzecz- ny z zawałem	132
7.	Systemy wybierania warstwami	133
a)	Wybieranie pokładu warstwami rów- noległymi do uławicenia	135
b)	Wybieranie warstwami poziomymi	135
8.	Systemy krótkich filarów w pokładach węgla brunatnego	137
F.	Systemy wybierania złóż soli i rud	138
1.	Systemy wybierania komorowe w złożach solnych	138
2.	Systemy komorowe w złożach rud	141
3.	Systemy komorowe w górnictwie węglo- wym	141
4.	Systemy komorowe z magazynowaniem wę- gla	143
5.	Wybieranie złóż rudy żelaznej syste- mem wieloszybikowym	144
6.	Systemy wybierania rud cynkowo-oło- wianych w rejonie G.Śląska	146
G.	Inne metody eksploatacji złóż kopalin stałych	147
1.	Mokre sposoby eksploatacji złóż solnych	147

H.	Zjawiska występujące w górotworze na skutek drażenia w nich wyrobisk	151
1.	Strefa odprężona	151
2.	Ciśnienie eksploatacyjne	153
3.	Sklepienie ciśnień	154
4.	Fale ciśnień	155
5.	Wyciskanie spagu	155
6.	Tapanie	156
IV.	Obudowa wyrobisk podziemnych	158
1.	Cel obudowy i rodzaje	158
2.	Obudowa wyrobisk chodnikowych	158
3.	" stalowa w wyrobiskach eksploatacyjnych	163
4.	Obudowa murowa	164
5.	" betonowa	167
6.	" żelbetowa	167
7.	" stała szypów	168
V.	Transport podziemny w kopalni	170
1.	Rodzaje transportu podziemnego.	170
2.	Środki i urządzenia dla poszczególnych rodzajów transportu podziemnego	170
3.	Odstawa urobku z przodku.	171
4.	Przewóz podziemny	176
VI.	Przewietrzanie kopalń	181
1.	Skład powietrza i jego zmiany w kopalni.	181
2.	Kopalnia gazowa	185
a)	Środki ostrożności w kopalniach gazowych	185
b)	Badanie zawartości metanu w wyrobiskach	186
c)	Pobieranie prób powietrza do analizy chemicznej	187
d)	Eksploatacja pokładów gazowych	187
3.	Tlenek węgla (CO).	188
4.	Pył węglowy.	189
5.	Temperatura powietrza w kopalni	191
6.	Prędkość przepływu powietrza w kopalni	193
7.	Ilość powietrza potrzebna w kopalni.	197
8.	Wilgotność powietrza.	198
9.	Ciepłne warunki pracy	200
10.	Ruch powietrza w kopalni	201
11.	Wentylatory.	202
12.	Pomiar depresji całości kopalni	204
13.	Opory ruchu powietrza w wyrobiskach.	205
14.	Rozprowadzenie powietrza w kopalni	209

VII.	Pożary podziemne	215
1.	Przyczyny pożarów podziemnych	215
2.	Oznaki pożaru.	217
3.	Ratownictwo górnicze	218
VIII.	Odwadnianie kopalni podziemnych.	227
1.	Wiadomości ogólne	227
2.	Dopływy wód do wyrobisk kopalnianych	228
3.	Sposoby i środki ograniczania dopływu wód do kopalni	229
4.	Usuwanie wody kopalnianej.	234
5.	Koszty odwadniania	237
IX.	Oświetlenie w kopalniach podziemnych	238
1.	Rodzaje lamp w górnictwie.	238
2.	Oświetlenie lampami stałymi wyrobisk podziemnych	241
X.	Urządzenia na powierzchni kopalni	242
1.	Nadszybie	242
2.	Maszyzny wyciągowe	243
3.	Kotłownia	244
4.	Elektrownia	245
5.	Warsztaty	245
6.	Lamparnia.	245
7.	Stacja ratownicza	246
8.	Znaczkownia (markownia)	246
9.	Łaźnia	247
XI	. Schemat organizacyjny kopalni	249
XIII.	Planowanie w kopalni	251
1.	Pojęcia wstępne wprowadzające do zagadnienia planowania	251
2.	Etapy i zasady sporządzania planu	252
3.	Plan techniczno-przemysłowo-finansowy kopalni	253
4.	Określenie zdolności produkcyjnej kopalni	255
5.	Planowanie podstawowej produkcji kopalni	256
6.	Wskaźniki górnictwo-techniczne	258
7.	Wydajność pracy	261

8. Wskaźniki kosztów własnych		263
9. Analiza wykonania planu		264
XIII. Normy pracy w górnictwie		265
1. Rodzaje norm		265
2. Metody wyznaczania norm		267
Wykaz literatury wykorzystanej i zalecanej		273



Rys. 179. Schemat organizacyjny kopalni

PAŃSTWOWE WYDAWNICTWO NAUKOWE

SKRYPTY Z ZAKRESU GÓRNICTWA

Bednarski M., Górnictwo ogólne cz. I, 1954, s. 193	14,25
Bolewski A., Budkiewicz M., Surowce ceramiczne, 1952, s. 330	25,50
Budryk W., Stępiński W., Teoria mechanicznej przeróbki kopalin cz. I, 1954, s. 205	14,40
Czeżowski A., Transport i składanie w kamieniołomach, 1953, s. 474	35,85
Dudek Wł., Urządzenia sygnalizacyjne w szybach, 1952, s. 262 i atlas	27,—
Dykacz R., Strzelecki Z., Organizacja pracy w przygotowawczych wytrobiskach górniczych, 1954, s. 99	8,65
Fryczkowski E., Górnictwo ogólne cz. I, 1954, s. 158	11,30
Laboratorium urządzeń elektrycznych w górnictwie, Praca zbiorowa. Auto- rzy: W. Dudek, J. Kolondowski, J. Kopecki, Nowak, Z. Wa- sowicz, 1952, s. 309	23,70
Lęcznar Fr., Przeróbka mechaniczna mianerałów cz. I, Problem wzbo- gacenia piasków limonitowych, 1952, s. 90	6,90
Lęcznar Fr., Maszyny do przeróbki mechanicznej minerałów Cz. I — Przesiewac 1952, s. 81	13,80
Cz. II — Kruszątki 1952, s. 214	16,20
Cz. III — Seperatory, 1953, s. 271	21,30
Cz. IV — Prasy do brykietowania. Urządzenia pomocnicze, 1954, s. 224	17,70
Cz. V, 1955, s. 195	7,75
Sinkowski J., Roboty przygotowawcze przy eksploatacji pokładów węgla, 1952, s. 62	5,70
Sinkowski J., Założenia kopalni, wyd. II, 1953, s. 144	9,50
Skowron M., Mechanizacja urabiania i zwałowania w kopalniach od- krywkowych, 1954, s. 253	17,65
Szklarski L., Frakcja elektryczna w kopalni cz. I, 1952, s. 332 i atlas	45,75

*

Wydawnictwa PWN są do nabycia we wszystkich ośrodkach uczelnianych. W wypadku braku ich na miejscu — zamówienia (za zaliczeniem) należy kierować do Centralnej Księgarni Naukowej, Warszawa, Krakowskie Przedmieście 7.