

AKADEMIA GÓRNICZO-HUTNICZA W KRAKOWIE
WYDZIAŁ GÓRNICZY

SKRYPTY UCZELNIANE
Nr 3

MICHAŁ BEDNARSKI

GÓRNICTWO OGÓLNE

CZĘŚĆ I

KRAKÓW 1957

Wydano za zgodą Rektora
Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie

Oddano do wykonania 25. V. 1957 r.
Arkuszy druku 26 1/4

R-11
Papier offsetowy V kl. 61x86, 70 g

Nakład 700+20 egz.
Zamówienie nr 387

Wykonano w Zakładach Produkcji Pomocy Naukowych Politechniki Śląskiej w Gliwicach
Okładkę wykonała Drukarnia Politechniki Śląskiej w Pyskowicach

S p i s t r e ś c i

DZIAŁ I. ROBOTY POSZUKIWAWCZE GÓRNICZE	Str.
I. Wyjaśnienia wstępne	7
A. Górnictwo i nauka górnictwa.	7
B. Charakterystyka górnictwa w Polsce dawnej i obecnej.	11
C. Znaczenie kopalin użytecznych dla gospodarki narodowej i ich podział.	14
D. Produkcja kopalin użytecznych w Planie 6-let- nim.	15
II. Rodzaje złóż kopalin użytecznych pod względem znaczenia gospodarczego	17
A. Złóża przemysłowe i nieprzemysłowe	17
B. Zmiana złóż nieprzemysłowych na przemysłowe.	18
C. Stopień koncentracji minerału użytecznego w złożu przemysłowym	19
III. Kształty złóż i charakterystyka typów zasadni- czych z punktu widzenia górnictwa	20
A. Złóża foremne.	20
1. pokłady	20
2. żyły.	30
3. soczewki.	32
B. Złóża nieforemne	32
1. gniazda	32
2. składy.	32
3. słupy	33
4. masywy.	34
5. złoża okruchowe	34
IV. Głębokość złoża i jej wpływ na sposoby eksploata- cji górniczej.	34
V. Etapy odszukania i przygotowania złoża do eksploa- tacji.	37
1. Poszukiwania geologiczno-górnice	38
2. Udostępnienie złoża	39
3. Głównie roboty przygotowawcze.	40
4. Roboty przygotowawcze szczegółowe	40
5. Wybieranie złoża (odbudowa)	41

	Str.
VI. Poszukiwania złóż i roboty poszukiwawcze górnicze	42
A. Cel i podział poszukiwań	42
1. Cel poszukiwań.	42
2. Podział poszukiwań.	43
B. Opis robót poszukiwawczych	44
1. Roboty poszukiwawcze geologiczne.	44
2. Roboty poszukiwawcze górnicze	47
a) zasady racjonalnego prowadzenia robót poszukiwawczych górniczych	47
b) stopień dokładności w pomiarach.	51
c) rodzaje wyrobisk górniczych stosowanych przy poszukiwaniach złóż pokładowych i żylnych.	52
C. Wykonanie wyrobisk górniczych poszukiwawczych.	52
1. Rowy poszukiwawcze.	52
2. Szybiki poszukiwawcze	61
3. Szybiki poszukiwawcze z przecznicami.	74
4. Sztolnie poszukiwawcze.	76
5. Poszukiwania złóż za pomocą wierceń	77
a) wiercenia płytke.	78
b) wiercenia głębokie	85
VII. Wyznaczanie i pomiary rozciągłości i upadu pokładów w czasie robót poszukiwawczych.	87
a) przy poszukiwaniach za pomocą wierceń.	87
b) przy poszukiwaniach za pomocą szybików	89
c) przekrój geologiczny	90
d) poszukiwania w kierunku rozciągłości	91
VIII. Poszukiwania złóż gniazdowych	93
A. Podporządkowanych pokładowi	93
B. Podporządkowanych żyłom.	96
C. Poszukiwania złóż słupowych.	99
IX. Poszukiwania złóż okruchowych	100
X. Branie prób na robotach poszukiwawczych	102
XI. Zasoby złoża.	109

	Str.
A. Zasoby całkowite i przemysłowe	109
1. Przyczyny strat użytecznego ciała kopalnego	109
2. Obliczanie zasobów złoża	114
B. Klasyfikacja zasobów	117
DZIAŁ II. UDOSTĘPNIENIE ZŁÓŻ	
XII. Udostępnienie złóż do eksploatacji.	123
A. Zasady i sposobu udostępnienia złóż dla eksploatacji odkrywkowej i podziemnej	123
B. Rodzaje wyrobisk udostępnienia złoża podziemnego	127
1. sztolnie	127
2. szyby	129
a) pochyłe	129
b) pionowe	130
c) pionowe z szybikami	131
d) pionowe z przecznicami	132
e) pionowe z szybikami i przecznicami	132
3. Wybór miejsca na szyb	132
4. Przekroje poprzeczne szybów pionowych	133
a) wydajność szybu	135
b) wyciąg skipowy	137
XIII. Sposoby wykonania wyrobisk udostępnienia złóż podziemnych wgłębnych	141
1. Zgłębianie szybów pionowych	141
a) zwykły sposób głębiania szybu	143
b) zgłębianie za pomocą wbijanych okładzin	150
c) głębianie za pomocą obudowy opuszczanej	154
d) zgłębianie kesonowe szybów	154
e) głębianie z zastosowaniem sztucznego obniżenia poziomu wód podziemnych	155
f) zgłębianie metodą zamrażania	156
g) głębianie za pomocą cementowania	158
h) głębianie za pomocą wiercenia	159
2. Obudowa stała szybów	161
3. Uzbrojenie szybu	166

	Str.
4. Pogłębianie szybów istniejących.	167
5. Wykonanie innych wyrobisk udostępnienia pod- szybia głównego.	169
DZIAŁ III. MATERIAŁY WYBUCHOWE STOSOWANE W GÓRNICTWIE	
XIV. Materiały wybuchowe i stosowanie ich w górnictwie	173
A. Wiadomości ogólne.	173
1. Pojęcie materiału wybuchowego i skład che- miczny	173
2. Rodzaje eksplozji	174
3. Klasyfikacja materiałów wybuchowych gór- niczych	175
a) ze względu na sposób działania	175
b) ze względu na skład chemiczny.	175
c) ze względu na warunki ich stosowania.. .	175
B. Charakterystyka poszczególnych grup materiałów wybuchowych.	176
1. Prochy.	178
2. Materiały wybuchowe kruszące.	179
a) amonowo-saletrzane	179
b) nitroglecerynowe (dynamity).	180
c) płynne powietrze	181
C. Środki do wywołania eksplozji materiałów wy- buchowych.	182
1. spłonki	182
2. lonty	184
3. zapalniki elektryczne	184
D. Nabywanie, transport, przechowywanie materia- łów wybuchowych.	190
E. Wykonanie robót strzelniczych.	194
XV. Udostępnienie części złoża zdyslokowanych uskoka- mi	205
1. Rodzaje udostępniania.	205
2. Odszukanie części pokładu za uskokiem.	206
3. Przekroczenie uskoku	207
4. Otwieranie dostępu do części złoża zauskoko- wych	208
Wykaz literatury wykorzystanej i zalecanej	209

Dział I. ROBOTY POSZUKIWAWCZE GÓRNICZE

I. WYJAŚNIENIA WSTĘPNE

A. Górnictwo i nauka górnictwa

=====

W skorupie ziemskiej lub na jej powierzchni występują skały, minerały, substancje płynne i gazowe grające niezmiernie ważną rolę w gospodarce ludzkiej. Ciała, które po wykopaniu ze skorupy ziemskiej są użyteczne ludzkości, noszą nazwę użytecznych ciał kopalnych, kopalin użytecznych lub minerałów użytecznych. Użyteczne ciała kopalne występują w przyrodzie w postaci stałej, płynnej i gazowej. Jako przykłady kopalin użytecznych, występujących w postaci stałej można wymienić: węgiel kamienny, węgiel brunatny, rudy żelazne, rudy metali, sól kamienną, skały stosowane w budownictwie, jak: piaskowce, granity, marmury itp.

W postaci płynnej występują: ropa naftowa, solanki; a w gazowym stanie skupienia gaz ziemny.

Kopaliny użyteczne znajdują szerokie zastosowanie w gospodarce ludzkiej, o czym świadczyć może wysokość rocznego ich wydobycia na całym świecie np. w latach 1936-1938 jak podaje tabela I.

Tabela I

Aluminium (Al) - rudy	4.000.000 ton
Antymon (Sb)	32.000 "
Arsen (As) - met.	50.000 "
Asfalt	590.000 "
Asfaltowe skały	445.000 "
Azbest	500.000 "
Baryt	1.000.000 "
Bismut (Bi)	1.000 "
Chrom (Cr) - rudy	1.000.000 "
Cyna (Sn) - met	150.000 "
Cynk (Zn) - met	1.900.000 "
Cyrkon (Zr) - met	10.000 "
Diamenty	11.500.000 kar.

Fluoryt	11.500.000 ton
Gaz ziemny	142 miliardów m ³
Grafit	140.000 ton
Jod (J)	1.000 "
Kadm (Cd) - met	1.500 "
Kobalt (Co) - rudy	3.800 "
Łupki bitumiczne	5.000.000 "
Magnezyt	900.000 "
Mangan (Mn) - rudy	5.000.000 "
Miedź (Cu) - met	2.100.000 "
Mika	30.000 "
Molibden	35.000 "
Monacyt	5.300 "
Nikiel (Ni) - met	115.000 "
Ołów (Pb) - met	1.700.000 "
Piryt	7.000.000 "
Platyna (Pt) - met	18.500 "
Rad	167 gram.
Ropa naftowa	270.000.000 ton
Rtęć (Hg) - met	5.000 "
Saletra chilijska	1.400.000 "
Siarka (S)	3.000.000 "
Sole potasowe	3.000.000 "
Sól kamienna	32.000.000 "
Srebro (Ag) - met	8.500 "
Talk	450.000 "
Tytan (T) - rudy	350.000 "
Uran (U) - rudy	1.500 "
Wanad (V) - met	2.800 "
Węgiel brunatny	300.000.000 "
Węgiel kamienny	1.300.000.000 "
Wolfram (W) - rudy	32.000 "
Wosk ziemny	500 "
Złoto (Au) - met	1.200 "
Żelazo (Fe) - rudy	166.000.000 "

Kopaliny użyteczne są zużytkowywane w gospodarce ludzkiej albo w takiej postaci, w jakiej zostały wydobyte, bez zmiany ich własności fizykochemicznych, albo służą do otrzymywania z nich w drodze przeróbki mechanicznej, chemicznej lub termicznej pochodnych produktów.

Przed przystąpieniem do dalszych wyjaśnień należy podać znaczenie kilku terminów i pojęć, którymi będziemy posługiwać się w nauce górnictwa.

Minerał jest to jednorodna substancja (pierwiastek lub związek chemiczny), która utworzyła się w przyrodzie w warunkach naturalnych.

Skała - jest to jednakowa w przybliżeniu we wszystkich częściach mineralna masa, stanowiąca skupienie jednego lub więcej minerałów. Może być skała prosta (np. kreda) lub skała złożona (np. granit, porfir).

Ruda - jest to masa mineralna, z której przy odpowiednim stopniu techniki, mogą być uzyskane zawarte w niej metale lub inne ciała użyteczne. Rudy metali nazywane są często kruszcami. Rudy metali proste zawierają jeden metal, rudy polimetaliczne zaś - kilka metali (np. rudy cynkowo-ołowiowe).

Kopalina użyteczna - jest to minerał, skała lub inna substancja, która po wydobyciu robotami górnictwymi ze skorupy ziemskiej służy ku pożytkowi człowieka wprost lub po przeróbce.

Złoże kopaliny użytecznej jest to naturalne większe skupienie kopaliny użytecznej w skorupie ziemskiej.

Skały płonne - są to skały, pośród których zalegają złoża kopalin użytecznych, a które nie są przedmiotem eksploatacji.

Całokształt robót związanych z wydobywaniem użytecznych ciał kopalnych z ich naturalnych miejsc występowania w skorupie ziemskiej nazywa się kopalnictwem, a zakłady budowane w celu eksploatacji kopalin użytecznych nazywają się kopalniami. Czynność wydobywania ze skorupy ziemskiej kopalin użytecznych nosi nazwę górnictwa.

Zależne od rodzaju wydobywanej kopaliny użytecznej, wyróżnia się górnictwo węglowe, solne, rudne, kopalnictwo ro-

py naftowej itp. Poszczególne rodzaje górnictwa rozwinęły się na ziemiach polskich w następujących rejonach kraju:

Górnictwo solne - Wieliczka, Bochnia, Inowrocław, Wapno.

Górnictwo ołowiu cynku (srebra) - Olkusz, G.Śląsk.

Górnictwo miedzi - Kielce, Dolny Śląsk.

Górnictwo siarki - Krakowskie, Kieleckie.

Górnictwo węgla kamiennego - Górny i Dolny Śląsk, Krakowskie.

Górnictwo węgla brunatnego - Dolny Śląsk, Wielkopolska.

Górnictwo fosforytów - Lubelskie.

Górnictwo barytu, magnezytu, arsenu - Dolny Śląsk.

Górnictwo rudy żelaznej - Częstochowskie, Radomskie, rejon karpacki.

Poza tymi wymienionymi rozwija się też obecnie górnictwo innych kopalin użytecznych jak: glin ogniotrwałych (D.Śląsk, Opoczno), kwarcytów (D.Śląsk) gipsów (G.Śląsk, obszar nad Nidą).

O sposobach wydobywania ze skorupy ziemskiej użytecznych ciał kopalnych mówi nauka górnictwa, która według definicji zawartej w referacie Podsekcji Górnictwa I Kongresu Nauki Polskiej (w r.1951), zajmuje się:

wyjaśnieniem zjawisk, a więc przyczyn i skutków podczas eksploataowania użytecznych ciał kopalnych oraz ustaleniem zasad racjonalnej ich eksploatacji, w celu ich pełnego wykorzystania.

Z nauką górnictwa w Polsce związane jest nazwisko prof. dr inż. Witolda Budryka, członka Polskiej Akademii Nauk, profesora Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie, wielokrotnego laureata nagród państwowych za działalność naukową na polu górnictwa. Na dwudziestopięcioletni dorobek naukowy prof. Budryka składa się ponad 100 książek, skryptów oraz artykułów w prasie technicznej i jemu liczne zastępy inżynierów górników, geodetów górniczych, geologów, pracujących w przemyśle zawdzięczają zdobycie wiedzy niezbędnej do górniczej pracy naukowej i dydaktycznej. Za obowiązek też uważam sobie podkreślenie faktu, że wykłady niniejsze oparte są przeważnie na pracach ogłoszonych przez prof. Budryka.

Z naukowców polskich zasłużonych dla górnictwa w XX wieku wymienić należy nazwiska: prof. Henryka Czeczotta, prof. Riegera, inż. Kondratowicza. Działalność ich, przypadająca na początek bieżącego stulecia, wywarła wpływ na kształtowanie się zasad nauki górnictwa, zwiększenie się kadr technicznych w górnictwie oraz postęp techniki dzięki nowym teoriom (prof. Czeczott), pomysłom i wynalazkom (prof. Rieger, wynalazca rynien wstrząsanych).

Nauka górnictwa nie jest abstrakcyjna, oderwana od życia i praktyki, lecz ściśle związana z nimi, czerpiąc treść do badań naukowych i wniosków z doświadczeń pracującego w kopalni górnika. W drodze analizy wyników pracy górnika oraz analizy przyczyn i skutków, zachodzących w czasie eksploatacji złóż, nauka ustala zasady i wytyczne do racjonalnego wykorzystania złóż i pracy ludzkiej, która w ustroju socjalistycznym jest wartością najwyższą.

Nauka górnictwa przyczynia się do zwiększenia bezpieczeństwa pracy i poprawy warunków jej w kopalni. Wobec ścisłego powiązania nauki górnictwa z pracą robotnika - górnika, obok nazwisk wybitnych twórców nauki górnictwa wymienić należy nazwiska przodujących górników w Polsce, jak Wincenty Pstrowski, bracia Bugdołowie, Markiewka, Apryas, którzy wysunęli się na czoło licznej rzeszy górników, trudem swym i wysiłkiem budującej fundamenty przemysłowego rozwoju Polski Ludowej.

B. Charakterystyka górnictwa w Polsce dawnej i obecnej

Rudę żelazną, jak podaje referat Podsekcji Górnictwa I Kongresu Nauki Polskiej (1951), wydobywano już na ziemiach naszych przed powstaniem państwa Polskiego.

Do okresu przedhistorycznego należy również kopalnictwo krzemienia w Opatowskim.

Do najstarszych gałęzi górnictwa w Polsce historycznej należy górnictwo solne. Kopalnie soli w Wieliczce i Bochni eksploatują sól od 700 lat z górą.

Kopalnictwo rud ołowiu sięga XI wieku, a srebra i ołowiu w Olkuskim datuje się od XIV wieku.

Rudy cynku i ołowiu na G.Śląsku zaczęto eksploatować w wieku XVI. W tym samym czasie istniały już pod Kielcami i Chęcinami kopalnie rud miedzi.

Siarka w Swoszowicach pod Krakowem znana była już w XVI wieku. Wydobywanie węgla kamiennego na skalę przemysłową zaczęło się w drugiej połowie XVIII wieku w obszarze G.Śląska i Dolnego Śląska. W przemyśle naftowym pierwsze próby destylacji ropy naftowej przypadają na lata 1815 - 1817, a początek przemysłu naftowego związany jest z nazwiskiem Ignacego Łukasiewicza wynalazcy lampy naftowej, której stulecie zapalenia obchodził przemysł naftowy w roku 1953.

Okres czasu od zarania górnictwa na ziemiach polskich aż do roku 1945 można scharakteryzować w następujący sposób: Skarby podziemne w postaci kopalin użytecznych we wczesnych okresach historycznych stanowiły własność panujących królów czy książąt, którzy udzielali przywilejów i nadań uprawniających do poszukiwania i wydobywania kopalin użytecznych. Stan taki przetrwał aż do czasu rozwoju gospodarki przemysłowej. W okresie kapitalizmu przez akumulację i pochłanianie mniejszych przedsiębiorstw górnictwo dostało się we władanie wielkich spółek kapitalistycznych. W okresie międzywojennym (I i II wojny światowej) w Polsce kopalnie węgla, rud cynkowo-ołowianych, ropy naftowej należały w większości do zagranicznych kapitalistów. Jedynym i wyłącznym motorem i celem gospodarki kapitalistycznej było i jest osiągnięcie maksymalnego zysku.

Po drugiej wojnie światowej w r. 1945, z chwilą zwycięstwa ustroju demokracji ludowej w Polsce i w oparciu o ustawę z r. 1946 o nacjonalizacji przemysłu, wszystkie kopalnie zostały upaństwowione i całe górnictwo weszło na tory gospodarki planowej, ogólnopaństwowej.

Głównym zadaniem pierwszego planu gospodarczego, 3-letniego (1946-1949) była odbudowa gospodarki w Polsce po zniszczeniach wojennych. Plan 3-letni wykonany został przedterminowo i z nadwyżką.

Drugi plan, 6-letni, przewiduje wszechstronny rozwój górnictwa nie tylko przez rozbudowę starych kopalń, modernizację ich urządzeń, ale również przez budowę nowych jednostek produkcyjnych, nowych kopalń.

Na szczególną uwagę w planie 6-letnim z punktu widzenia górnictwa zasługuje mechanizacja robót w kopalniach. Ideą przewodnią mechanizacji jest wyeliminowanie ciężkiej pracy fizycznej i zastąpienie jej przez mechaniczną. Pozwoli to z jednej strony na poprawę warunków pracy górnika, a z drugiej, na zwiększenie wydajności jego pracy, a więc na wzrost wydobywania kopalin użytecznych i w ostatecznym wyniku na obniżenie kosztów własnych produkcji, co w następstwie doprowadzi do coraz większej poprawy bytu mas pracujących.

O stałej opiece nad górnikiem ze strony Władzy Państwowej świadczy "Uchwała Rady Ministrów z r. 1950, dotycząca przywilejów dla górnictwa, ujętych pod nazwą "Karty Górnika". Wprowadza ona stopnie służbowe, umundurowanie, odznaczenia i korzystne renty dla górników, pracujących w kopalniach.

W r. 1951 weszła w życie "Uchwała Prezydium Rządu" o wzmożeniu środków ochrony pracy górnika, ze szczególnym uwzględnieniem walki z niebezpieczeństwem pyłu węglowego w kopalniach węgla. Do poprawy warunków pracy górnika prowadzi wyszkolenie kadry górniczej na wszystkich szczeblach hierarchii zawodowej. Utworzenie nowych katedr w Akademii Górniczo-Hutniczej zapewnia przygotowanie kadr inżynierskich, a założenie Instytutu Badańczego daje możliwość prowadzenia badań nad środkami walki z niebezpieczeństwem pyłu węglowego, szkolenie pracowników kopalń wpłynie na zaznajomienie z przyczynami i skutkami oraz środkami zapewniającymi bezpieczeństwo pracy w kopalniach. Jednym ze środków skutecznych jest przestrzeganie przepisów górniczych i wzmożenie dyscypliny pracy.

C. Znaczenie kopalin użytecznych dla gospodarki narodowej
=====

i ich podział
=====

Kopaliny użyteczne są surowcami o podstawowym znaczeniu dla gospodarki narodowej każdego posiadającego je i eksploatującego kraju. Na przeróbce surowców mineralnych opiera się hutnictwo, ceramika, technologia paliw płynnych, przemysł chemiczny itd. Bez koksu będącego produktem pochodnym z węgla, nie może rozwijać się hutnictwo, bez węgla trudno wyobrazić sobie rozwój wielu gałęzi przemysłu i transportu kolejowego.

Surowce mineralne wydobyte z ziemi pracą górnika, stanowią podstawę rozwoju przemysłowego kraju i dobrobytu jego mas pracujących. Surowce mineralne wg referatu Podsekcji Surowców Mineralnych I Kongresu Nauki Polskiej z r.1951 ująć można w grupy następująco:

1. Surowce energetyczne:

- a) stałe: węgiel kamienny, węgiel brunatny, torf
- b) płynne: ropa naftowa,
- c) gazowe: gaz ziemny.

2. Rudy

- a) żelazne i technologicznie pokrewne: Fe, Mn, Co, Ni, V, T,
- b) metali kolorowych: Cu, Zn, Cd, Sn,
- c) metali lekkich: Al, Mg, Ca,
- d) innych metali: Au, Ag, As, Bi.

3. Surowce solne i nawozów mineralnych:

- a) sól kamienna,
- b) sole potasowe,
- c) surowce fosforowe,
- d) częściowo surowce wapienne.

4. Surowce skalne:

- a) materiałów wiążących: wapień, margiel, dolomit, gips,
- b) materiały ceramiczne i szklarskie: gliny, łupki, kaoliny, piaski szklarskie,
- c) kamienie budowlane: granity, bazalty, piaskowce, marmury, żwiry, piaski.

5. Surowce chemiczne: borowe, barowe i fluorowe.

Podany podział surowców mineralnych zbliżony jest do tzw. struktury przemysłowej kraju. Większość wymienionych surowców mineralnych występuje na ziemiach polskich. Wykorzystanie tych surowców przewiduje Plan 6 letni w szerszym zakresie niż poprzednio.

D. Produkcja kopalin użytecznych w Planie 6-letnim =====

Sprawa poszerzenia bazy surowcowej w Polsce, czyli zwiększenie wydobycia kopalin użytecznych, należy do głównych zadań Planu 6-letniego, jako podstawa wyjściowa w kierunku zwiększenia uprzemysłowienia kraju, przemiany Polski z kraju rolniczego na kraj przemysłowo-rolniczy, w oparciu o naturalne bogactwa kraju. Wspomniane poszerzenie bazy surowcowej w Planie 6-letnim obejmuje poważne zadania i obowiązki górnictwa. Górnictwo ma bowiem zwiększyć wydobycie kopalin użytecznych, które były dotychczas w Polsce wydobywane oraz ma zapoczątkować eksploatację kopalin użytecznych, w poprzednim okresie nie wydobywanych.

Poszerzenie bazy surowcowej oświetlić można wyraźniej przytaczając niektóre liczby planowanej produkcji rocznej:

Węgiel kamienny. Planowany wzrost wydobycia węgla kamiennego wynosi 35 % w stosunku do wydobycia w r.1949. W roku 1955 przewidziane w Planie 6-letnim wydobycie wynosi 100 milionów ton rocznie. Wydobycie tej wysokości będzie w przybliżeniu 2 1/2 raza większe od wydobycia osiągniętego w r.1938.

Węgiel brunatny - ma osiągnąć wydobycie wyższe o 84 % (8,4 mil. ton rocznie). Zapoczątkowana będzie chemiczna przeróbka węgla brunatnego w drodze półkoksovania.

Produkcja koksu zwiększy się o 75 %, a ilość węgla, przetwarzanego w koksowniach i gazowniach powiększy się o 15 % ogólnego wydobycia.

Ropa naftowa - wydobycie ropy planowane wynosi 394 000 ton, a gazu ziemnego 480 mil. m³.

Rudy cynku i ołowiu. Wydobycie tych rud będzie zwiększone dwukrotnie i wyniesie 2,2 mil. ton, a w związku z tym produkcja cynku podniesie się w tym samym stosunku.

Rudy miedzi. Rozwinięta będzie eksploatacja rud miedzi do osiągnięcia wydobycia 3,2 mil. ton.

Rudy lekkich metali. Rozwinięta będzie eksploatacja złóż surowcowych do produkcji metali lekkich (Al, Mg).

Rudy żelazne - wydobyte będą w ilości 4-krotnie większej niż dotychczas, czyli w ilości około 3 mil. ton, co odpowiada 1 milionowi ton żelaza czystego.

Przemysł chemiczny - zwiększy produkcję 3 1/2 krotnie w oparciu o bogactwa mineralne kraju i rozbudowany zostanie tak, by mógł stać się drugim po przemyśle węglowym narodowym przemysłem Polski.

Nawozy sztuczne - produkowane będą w ilości ponad 3-krotnie większej. Uruchomiona zostanie w Kłodawie kopalnia soli potasowych.

Surowce wapienne i potasowe - wiążą się z produkcją sody kalcynowanej i kaustycznej, które będą poważnie zwiększone.

Gips i anhydryt. Złóża gipsu i anhydrytu stanowią bazę produkcji kwasu siarkowego i materiałów wiążących (gips).

Cement i wapno. Wzrost produkcji cementu do wysokości 4 950 000 t i wapna do 1,6 mil. ton.

Glinki szlachetne i ogniotrwałe - wydobywane będą w ilości 3-krotnie większej.

Cegła - produkowana będzie w ilości 271% większej (3756 mil. sztuk).

Z podanego zestawienia produkcji poszczególnych kopalin użytecznych, czy też wzrostu produkcji przemysłów, dla których surowcem podstawowym jest surowiec mineralny, widoczne są zadania i obowiązki górnictwa w państwowym planie gospodarczym. Wypełnienie tych zadań nakazanych przez plany gospo-

darze jest konieczne do poszerzenia bazy surowcowej, jest podstawą dźwignięcia Polski z zacofania gospodarczego. Realizacja tych zadań na odcinku górniczym należy do obowiązków zawodowych górników, geologów i geodetów. Zadania są wielkie i wymagają należytego przygotowania. My więc na uczelni aktywnie przyczynimy się do realizacji planu, jeśli będziemy spełniali obowiązki swe sumiennie i terminowo.

II. RODZAJE ZŁÓŻ KOPALIN UŻYTECZNYCH POD WZGLĘDEM ZNACZENIA GOSPODARCZEGO

A. Złóża przemysłowe i nieprzemysłowe

=====

Naturalne większe skupienia w skorupie ziemskiej minerałów, skał i innych substancji użytecznych stanowią złoża kopalin użytecznych.

Spośród wielu złóż odszukanych w przyrodzie, tylko nieznaczna ich część nadaje się do przemysłowej eksploatacji, a tym samym ma znaczenie gospodarcze. Do uświadomienia sobie jaki odsetek z poznanych złóż jest eksploatowany, posłużyć mogą następujące liczby, zaczerpnięte z pracy prof. dr inż. Romana Krajewskiego, pt. "Rola geologii w metodycznych poszukiwaniach złóż" - w odniesieniu do złóż kruszcowych.

Ogólna ilość złóż rozpoznanych	Rejon	Ilość złóż przemysłowych	% złóż przemysłowych
600	Altaj	20	3,3 %
540	Zabajkał	24	4,4 %
300	Kaukaz	6-8	2,2 %
50	Góry Świętokrzyskie	2	4,0 %
70	Dol. Śląsk	3	4,3 %

Z podanych liczb widać, że ilość złóż eksploatowanych czy nadających się do eksploatacji przemysłowej w stosunku do ilości złóż odszukanych jest nieznaczna i w podanych przykładach waha się w granicach (2-4,3 %).

Przedmiotem górnictwa są tylko złoża, nadające się do eksploatacji przemysłowej, z korzyścią dla gospodarki narodowej. Ze względu na znaczenie gospodarcze wyróżniamy złoża przemysłowe i nieprzemysłowe. Złoże, które nadaje się do przemysłowej eksploatacji nazywa się złożem przemysłowym. Każde inne złoże, nie spełniające tego warunku, zalicza się do grupy złóż obecnie nieprzemysłowych, nie mających znaczenia gospodarczego dla kraju. Do eksploatacji przemysłowej nadają się złoża, które zawierają minerał użyteczny odpowiedni pod względem jakości i w ilości takiej, że eksploatacja w danych warunkach geologicznych, terenowych na powierzchni i przy danym stopniu techniki może być prowadzona z korzyścią ekonomiczną dla gospodarki narodowej.

Wartość nakładów inwestycyjnych związanych z założeniem kopalni i późniejszych kosztów eksploatacyjnych, powinna być jeśli nie niższa to przynajmniej równą wartości wydobytego ze złoża minerału użytecznego. Eksploatacja złoża powinna zapewnić gospodarce narodowej zaspokojenie jej potrzeb i korzyść ekonomiczną.

B. Zmiana złóż nieprzemysłowych na przemysłowe =====

Złoża ubogie, przy dzisiejszym stanie techniki, zaliczone do złóż nieprzemysłowych mogą w przyszłości stać się złożami przemysłowymi, w miarę postępu nauki i rozwoju techniki. Wynalezienie nowych sposobów wzbogacania może przyczynić się do zwiększenia ilości złóż przemysłowych. Nowe metody eksploatacji złóż mogą pozwolić na obniżenie jej kosztów, a przez to na wyzyskania złóż, nie mających obecnie znaczenia przemysłowego. W dziedzinie górnictwa taką nową metodą eksploatacyjną może być wprowadzenie tzw. gazyfikacji podziemnej.

Polega ona w ogólnym zarysie na spalaniu węgla w pokładzie, w miejscu jego ~~zalegania~~ i odprowadzeniu produktów gazowych na powierzchnię dla wykorzystania ich do celów energetycznych lub chemicznych. Metoda ta, jak się ją obecnie ocenia, pozwolić może na ekonomiczną eksploatację cienkich pokładów węgla.

Dotychczas wybiera się pokłady o grubości od 0,8 m wzwyż przy węglu płomiennym, a od 0,4 m wzwyż przy węglu koksującym. Możliwość eksploataowania pokładów cieńszych od 0,8 m i 0,4 m pozwoliłaby na lepsze wykorzystanie złóż węglowych. Gdy po próbach przeprowadzanych w wielu krajach metoda gazyfikacji podziemnej zostanie opracowana, wówczas złoża pokładów cienkich, które dotąd uważane były za nieprzemysłowe, mogą przejść do grupy złóż przemysłowych.

Jeśli chodzi o rudę żelazną, za nadające się do eksploatacji przemysłowej uznawane są pokłady, których grubość nie spada poniżej 20 cm. Zamiast jednego pokładu może złożo rudy żelaznej składać się z cienkich pokładzików (płaskur) blisko siebie zalegających i wówczas nadają się one do eksploatacji, gdy sumaryczna ich grubość wynosi ponad 20 cm w przekroju wyrobiska o wysokości 2-2,5 m a nawet do 3 m. Przy tej grubości wydajność rudy żelaznej z 1 m² pola rudonośnego wynosi około 600 kg/m².

C. Stopień koncentracji minerału użytecznego
=====

w złożu przemysłowym
=====

W złożu, nadającym się do eksploatacji i eksploatowanym, stopień koncentracji minerału użytecznego jest różny i zależy od rodzaju i wartości samego minerału użytecznego, a więc od jego zapotrzebowania w gospodarce ludzkiej. Stopień ten zależy również od rozpowszechnienia danego minerału w kraju i na świecie. Do zorientowania się w tym zagadnieniu służyć mogą następujące przykłady:

Na Dolnym Śląsku wydobywa się rudę arsenową o zawartości około 3 % arsenu. Rudy cynkowo-ołowiane wydobywa się, gdy zawartość metali nie jest mniejsza od 4 %. Żelazo eksploatuje się w Polsce, gdy jest go w złożu 25 %. W ZSRR wydobywa się rudę żelazną o zawartości ponad 45 % Fe. Rudy miedzi wydobywa się przy zawartości od 0,6 % w złożu.

Przemysłowość złóż jest więc wielkością względną zależną od różnego rodzaju czynników techniczno-ekonomicznych, do

których zaliczyć należy rodzaj minerału, wartość jego, warunki geologiczne złoża, głębokość, charakter skał otaczających, warunki hydrogeologiczne, stopień techniki itp. Charakterystycznym rysem nowego ustroju w gospodarce złożami jest fakt wykorzystania złóż uboższych, pomijanych poprzednio jako nieopłacających się i w sensie kapitalistycznym nie przynoszących zysku. W bilansie ogólnej gospodarki narodowej, przynosi to większe wykorzystanie bogactw naturalnych kraju, oszczędność gospodarkę złożami i szerszy rozwój górnictwa i wydobywania tych kopalin, które nie doznały zainteresowania w okresie kapitalistycznym.

III. KSZTAŁTY ZŁÓŻ I CHARAKTERYSTYKA TYPÓW ZASADNICZYCH Z PUNKTU WIDZENIA GÓRNICTWA

Kształt złoża kopaliny użytecznej wywiera dość poważny wpływ na wybór sposobu eksploatacji, a w szczególności na sposób udostępnienia złoża, przygotowania go do eksploatacji oraz wybierania.

Ze względu na kształt można wyróżnić dwie zasadnicze grupy złóż.

A. Złoża foremne do których zalicza się: 1) pokłady, 2) żyły, 3) soczewki.

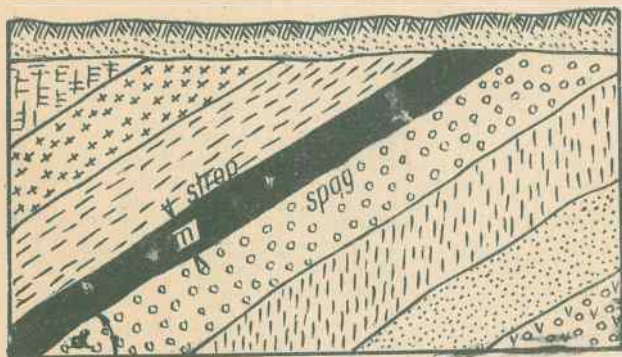
B. Złoża nieforemne jak: 1) gniazda, 2) ~~składy~~, 3) masywy, 4) słupy, 5) złoża okruchowe.

A. Złoża foremne =====

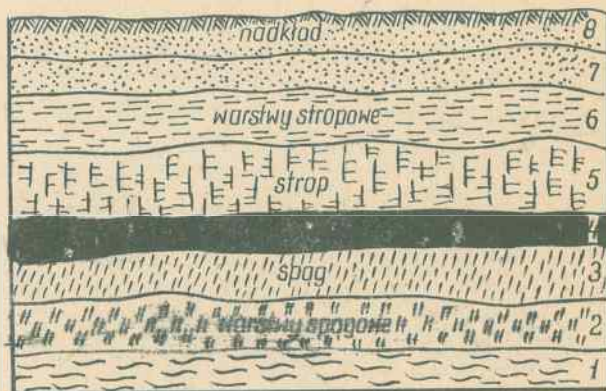
1. Pokłady stanowią jeden z najpoważniejszych typów w górnictwie. W postaci pokładów występują kopaliny użyteczne jak np. węgiel kamienny, węgiel brunatny, rudy (pokładowe złoża syderytów ilastych), siarka, fosforyty, sól kamienna, sole potasowe itp.

Pokład jest to nagromadzenie minerału użytecznego w skorupie ziemskiej w postaci warstwy, ograniczonej na zetknięciu ze skałami płonnymi dwoma płaszczyznami równoległymi lub mniej więcej równoległymi i rozciągającej się na znacznej

przestrzeni. Pokłady należą do złóż pochodzenia osadowego. Skalę płonną, leżącą bezpośrednio nad pokładem nazywa się stropem pokładu, a leżącą pod pokładem - spagiem pokładu (rys.1). Genetycznie pokład jest złożem osadowym, wobec czego kolejność powstawania jego i otaczających skał była następująca: najpierw powstał spąg pokładu (rys. 2 - warstwy 1, 2, 3) następnie pokład (4), a wreszcie strop pokładu (5-8). Każdy pokład ma pewną grubość. Grubość pokładu jest to prostopadła odległość między płaszczyznami spagu i stropu tegoż pokładu (rys. 1-m).



Rys.1. Grubość pokładu i kąt nachylenia
 m - grubość pokładu α = kąt nachylenia



Rys.2. Kolejność powstawania warstw:
spagowych 1-2-3
pokładu węgla 4
stropowych 5-6-7-8

W górnictwie węglowym wyróżnia się trzy rodzaje pokładów ze względu na grubość (Przepisy technicznej eksploatacji kopalń węgla).

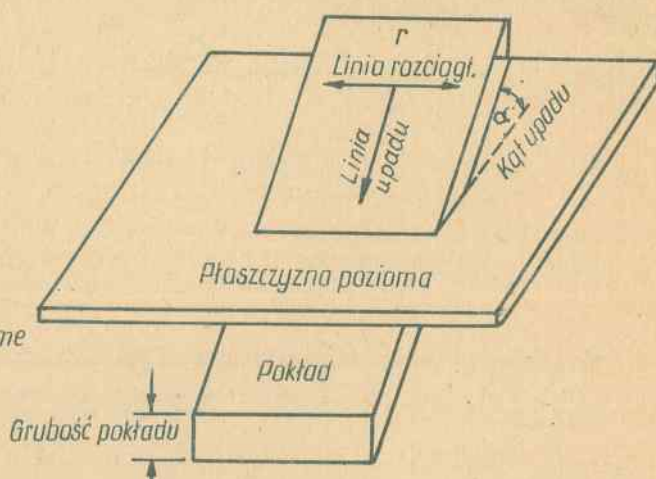
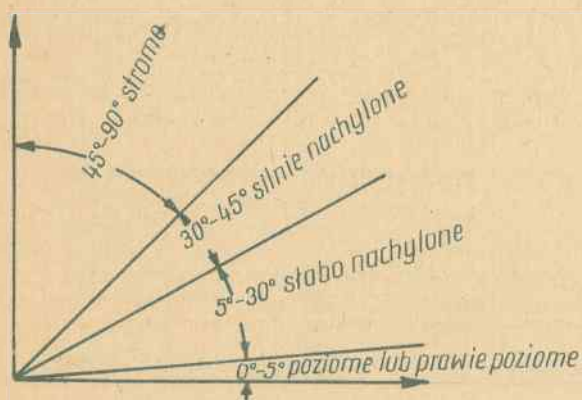
1. Pokłady o cienkie o grubości do 1,5 m
2. " średnie " " 3,5 m
3. " grube o grubości większej od 3,5 m.

Grubość pokładów węglowych, występujących w Zagłębiach węglowych w Polsce jest dość różna. Eksploatowane są pokłady o grubości od 0,4 m, przy węglu koksującym, i od 0,8 m przy węglu płomiennym wżwyż. Największa grubość eksploatowanego pokładu wynosi 22 m. Grubość pokładu jest jednym z czynników, od którego zależy wybór systemu wybierania pokładu.

Zaleganie pokładu może być poziome lub pod pewnym kątem nachylenia do płaszczyzny poziomej. Kąt, jaki tworzy płaszczyzna spagu lub stropu pokładu z płaszczyzną poziomą, nazywany kątem nachylenia pokładu (rys.1 - α). Z uwagi na wielkość kąta nachylenia, pokłady zalicza się do następujących czterech grup według Przepisów technicznej eksploatacji (rys.3).

- | | | |
|----|------------------------------------|-------------------------------|
| 1) | Pokłady poziome lub prawie poziome | = 0° - 5° |
| 2) | " słabo nachylone | = 5° - 30° |
| 3) | " silnie nachylone | = 30° - 45° |
| 4) | " strome | = 45° - 90° |

Kąt nachylenia pokładu odgrywa również poważną rolę w wyborze sposobów eksploatacji złoża jak również w systemie wybierania.

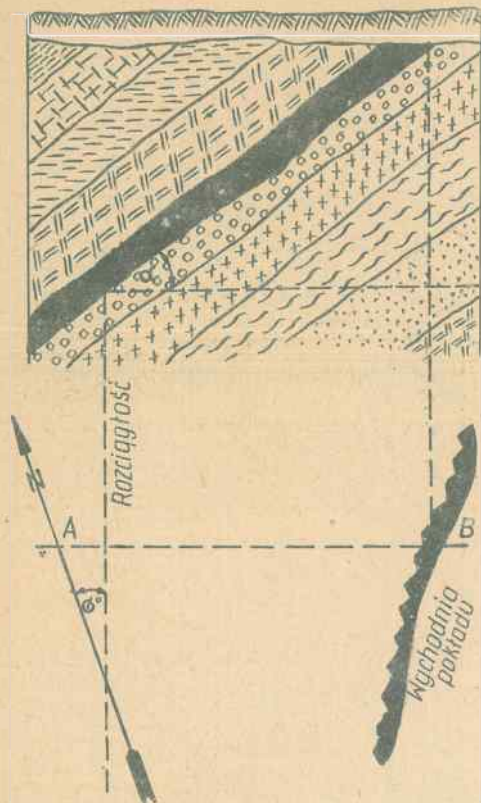


Rys.3. Klasyfikacja pokładów ze względu na kąt nachylenia

Rys.4. Rozciągłość i upad pokładu

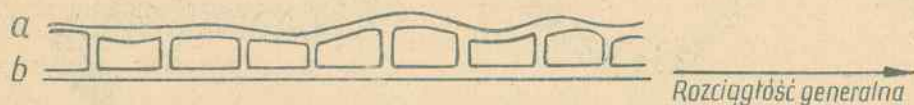
Do charakterystyki pokładu poza grubością i kątem nachylenia należy jeszcze tzw. rozciągłość (szerzenie) pokładu, przez którą należy rozumieć linie przecięcia się płaszczyzny spagu lub stropu pokładu z płaszczyzną poziomą (rys.4 - r).

Dla uwidocznienia na mapie kierunku rozciągłości, mierzy się kąt, jaki tworzy linia rozciągłości z południkiem agnetycznym północnym. Kąt ten nazywa się azymutem (rys. 5 - δ).

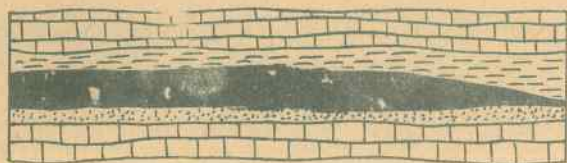


Rys.5. Rozciągłość pokładu

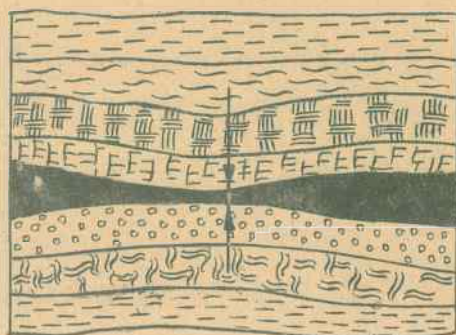
kiem rozciągłości (wg spągu lub stropu) przedstawiają się na mapach kopalnianych w postaci falistej, krętej w ogóle krzywej linii. Linie proste najbardziej zbliżone do kierunku rozciągłości pokładu w granicach pola kopalnianego, a określające nam zasadniczy kierunek szerzenia złoża nazywamy rozciągłością generalną (rys.6 - r.g).



Rys.6. Chodnik po rozciągłości
a - rzeczywistej
b - generalnej, wytyczonej.



Rys.7. Wyklinowanie pokładu.



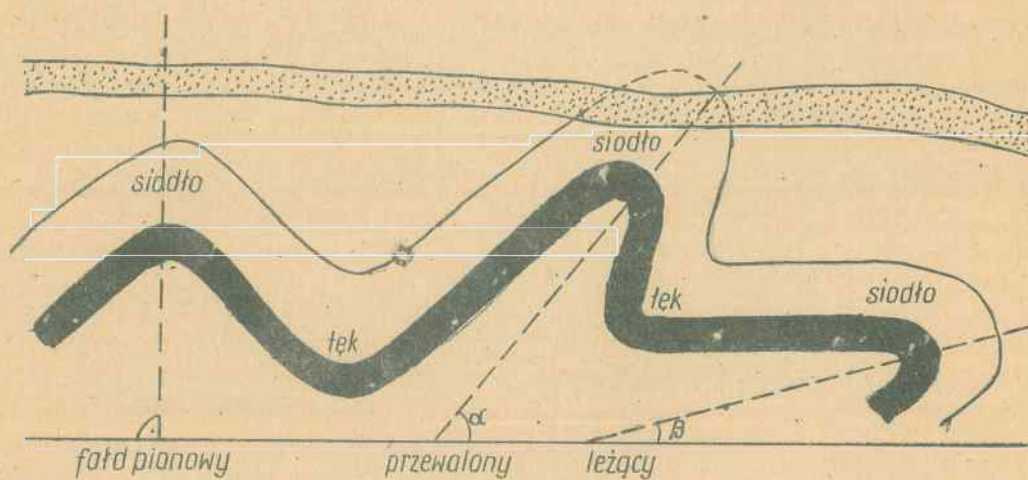
Rys.8. Ścienienie pokładu



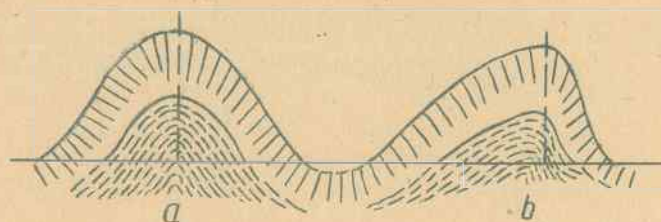
Rys.9. Rozszczepienie pokładu



Rys.10. Przerost w pokładzie



Rys.11. Pofałdowanie pokładu



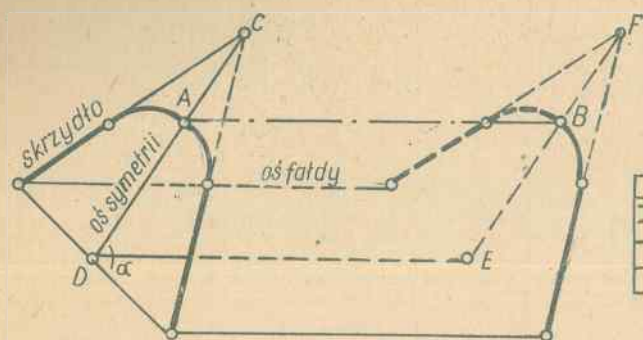
Rys.12. Siodło
a-symetryczne b-niesymetryczne

Nieregularności, zachodzące w złożach pokładowych mogą być pierwotne i wtórne. Pierwotne powstały jednocześnie z tworzeniem się pokładu np. ścienienia (rys.8), wyklinienia (rys.7). W pokładach występują czasami warstewki skały płonnej, tzw. przerosty (rys.10).

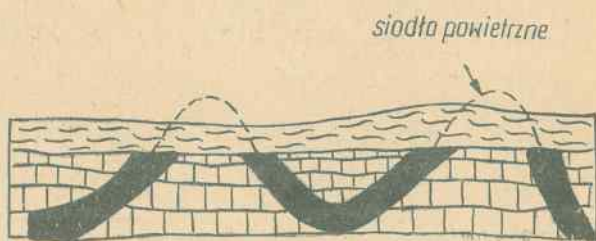
Wtórne nieregularności powstały już po utworzeniu się pokładu np. sfałdowania pokładu, uskoki, zmycia, zgniecenia itp.

Pofałdowanie pokładu (rys.11) jest to zjawisko wyprowadzenia pokładu z jego pierwotnego położenia na skutek ruchów skorupy ziemskiej i występujących wówczas sił działających w kierunku rozciągłości lub upadu. Pofałdowania pokładów występować mogą tak w kierunku rozciągłości, jak i upadu. Pofałdowania w kierunku zgodnym z rozciągłością złoża nazywają się podłużnymi, a zgodne z upadem poprzecznymi. Wypiętrzony fałd nosi nazwę siodła (antykliny), a fałd wklęsły - łuku (synkliny). Różróżnia się fałdy symetryczne i niesymetryczne (rys.12). Części pokładu, leżące na zboczach fałdu nazywają się skrzydłami, a linia łącząca najwyższe punkty fałdu - osią fałdu (rys.13). Jeżeli płaszczyzna symetrii jest prostopadła do płaszczyzny poziomej, to fałd jest pionowy; jeżeli nachylona pod ostrym kątem to fałd - przewalony, a jeśli jest mniej więcej równoległa, to fałd nazywa się leżącym (rys.11).

W wyniku niszczącego działania wód lub ludowców siodło może być zmyte (rys.14), a wtedy skrzydła jego robią wrażenie dwóch oddzielnych pokładów, gdy tymczasem w rzeczywistości jest to ten sam pokład. Takie siodło nazywa się siodłem powietrznym (rys.14). Jeżeli pokład został pofałdowany w kierunku podłużnym i poprzecznym, to powstają zagłębienia i wypiętrzenia zamknięte, tzn. skrzydła fałdu otaczają zagłębienia lub wypiętrzenia ze wszystkich stron. Zagłębienie takie nazywa się niecką (rys.15a) a wypiętrzenia kopułą (rys.15b).



Rys.13. Oś fałdu



Rys.14. Siodło powietrzne

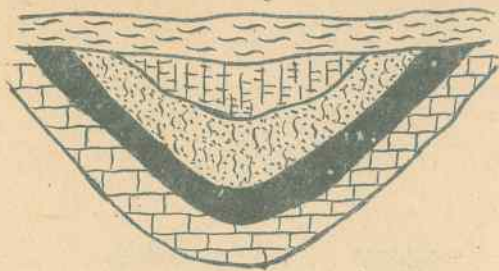
Uskok jest to powstałe wskutek pęknięcia skały przesunięcie części pokładu w kierunku pionowym, przy czym, sąsiadujące ze sobą części znajdują się na różnych głębokościach i oddzielone są szczeliną uskokową (rys.16 a). Uskoki są zjawiskami występującymi często w złożach pokładowych i stanowią przeszkody przy eksploatacji złóż. Uskoki większe powodują dodatkowe roboty dla powiązania siecią wyrobisk przed i zauskokowych części pokładu. Są one niebezpieczne dla wyrobisk podziemnych, ponieważ przez szczeliny uskokowe przedostawać się może woda i gazy. W sąsiedztwie uskoków występuje zazwyczaj większe ciśnienie górotworu i utrzymanie wyrobisk górniczych w takich partiach przyuskokowych jest trudne i kosztowne, a czasem nawet niemożliwe. Uskoki rozróżniamy podłużne (rys.16 b) jeśli płaszczyzna przechodząca przez szczelinę uskokową zgodna jest z kierunkiem rozciągłości lub uskoki poprzeczne (rys.16c) gdy płaszczyzna uskoku leży w poprzek rozciągłości.

Ze względu na przesunięcie części pokładu zauskokowej w stosunku do części nienaruszonej, wyróżnia się uskoki:

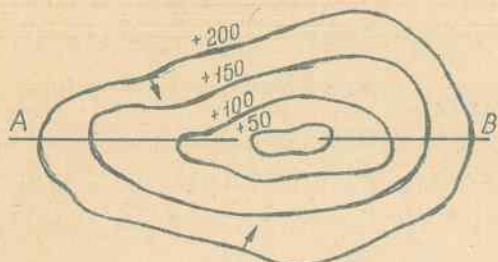
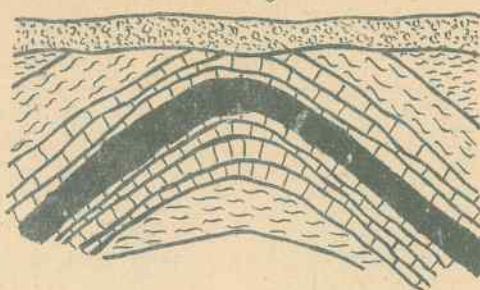
a) właściwe, gdy jedna część pokładu opuszczona jest względem drugiej nienaruszonej wzdłuż szczeliny uskokowej o pewną odległość pionową. Odmianą uskoków właściwych są uskoki schodkowe (rys.16 e).

b) niewłaściwe gdy część jedna została wyrzucona do góry (rys.17).

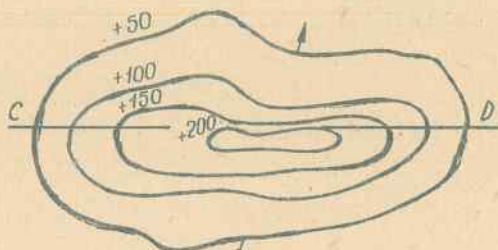
Przekrój A-B



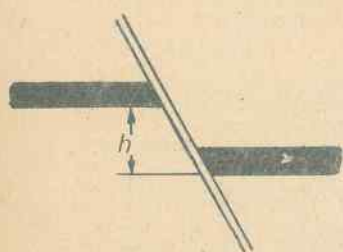
Przekrój C-D



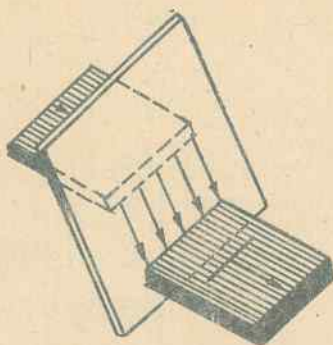
Rys. 15a. Niecka



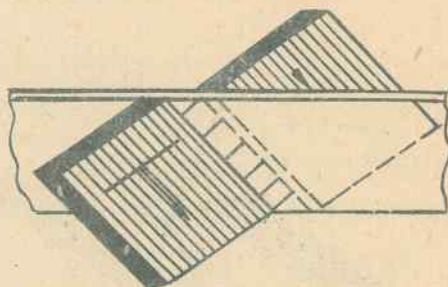
Rys. 15b. Kopuła



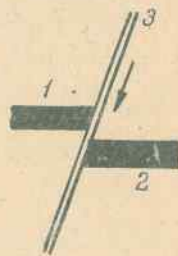
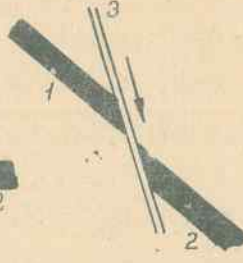
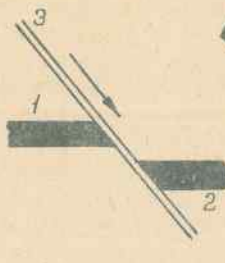
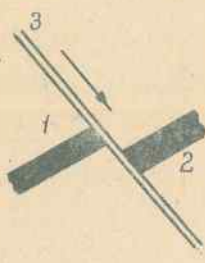
Rys. 16a Wysokość uskoku



Rys. 16b. Uskok podłużny.



Rys. 16c. Uskok poprzeczny

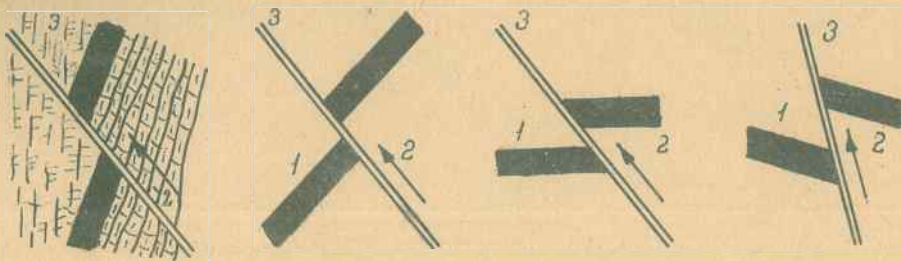


Rys. 16d. Uskoki właściwe.

1- warstwy nienaruszone 2-warstwy zrucone 3- szczelina uskoku.

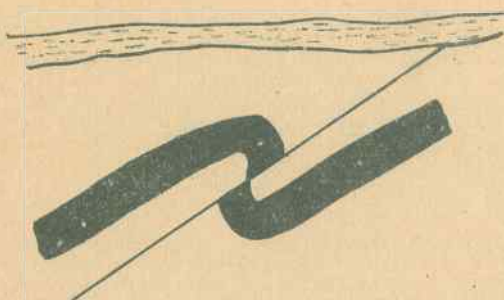


Rys. 16e. Uskoki schodkowe.



Rys.17. Uskoki niewłaściwe.

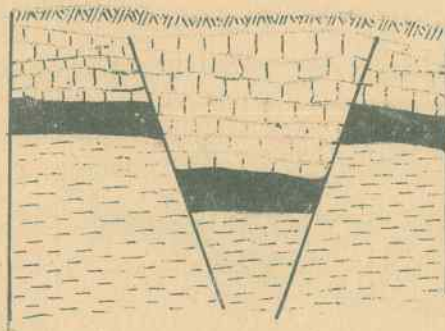
1-Warstwy nienaruszone 2-Warstwy wyniesione 3-Szczelina uskoku.



Rys.18. Nasunięcie



Rys.19. Zrąb (horst)



Rys.20. Rów tektoniczny

Nasunięcia stanowią rodzaj uskoku, który powstaje na skutek pofałdowania pod wpływem sił bocznych, a następnie zerwania pokładu (rys.18).

Zręby (horsty) i rowy tektoniczne (rys. 19 i 20). Jeżeli dwa sąsiednie uskoki zrzucają części pokładu, leżące na zewnątrz szczelin, gdy tymczasem część środkowa pozostaje nie-naruszona lub wydźwignięta do góry, to wypiętrzenie między uskokami nazywa się zrębem lub horstem (rys.19). Jeżeli zaś pokład między uskokami leży niżej aniżeli jego części na zewnątrz szczelin, to zapadnięcie nazywa się rowem tektonicznym (rys.20).

Przesunięcia są zjawiskami nieregularności, w których część pokładu przesunęła się w kierunku poziomym do powierzchni ziemi.

Zmycie pokładów. Zmycie pokładów (rys.21) polega na tym, że część pokładu, która jest bliżej powierzchni ziemi wskutek działania wody i wpływów atmosferycznych ulega rozkruszeniu, a kawałki jej są uniesione przez wodę lub lodowiec. Zmycie pokładu objawia się tym, że górne granice pokładu są postrzępione, miejscami pozostają z pokładu części, niejako wyspy minerału użytecznego, wśród skał płonnych otaczających złoża.

Wychodniami pokładu nazywamy przecięcia się pokładu z powierzchnią ziemi lub z powierzchnią formacji geologicznej, tworzącej nadkład.

W początkowym okresie kopalnictwa węglowego eksploatowane były pokłady węglowe na wychodniach, na powierzchni ziemi (wychodnie obnażone) (rys.22). Wychodnie mogą być również ukryte (rys.23), jeśli nad pokładem jest warstwa skał innej formacji geologicznej.

Pokłady kopalin użytecznych występują w złożu najczęściej grupami po kilka, kilkanaście lub nawet kilkadziesiąt. Oddzielone są od siebie warstwami skał płonnych np. łupków, piaskowców itp.

Złoża, w których kopalina użyteczna nagromadzona jest więcej niż w jednym pokładzie, noszą nazwę wielopokładowych. Znacznie rzadziej pokłady występują pojedynczo, tworząc zło-

żą jednopokładowe. Przykładem złoża jednopokładowego jest złożo fosforytów, występujących w Polsce oraz pokład łupku miedzionośnego w Niemczech Środkowych w pobliżu Mansfeldu.

Złożami wielopokładowymi są złoża węgla kamiennego i brunatnego, złoża rud żelaznych, występujące w okręgu świętokrzyskim, złoża soli kamiennej w Bochni, w Wieliczce i inne.

W Górno-Śląskim Zagłębiu Węglowym w zachodniej części znajdują się 92 pokłady, nadające się do eksploatacji, o łącznej grubości 137 m, a w Zagłębiu Dolno-Śląskim - 35 pokładów.

2. Żyły

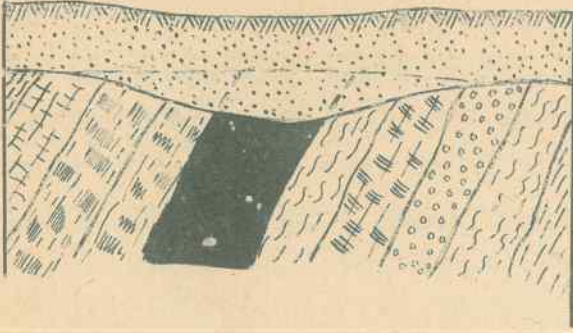
Żyła jest to wypełnienie minerałem użytecznym szczelin skalnych. (rys.24). Złoża w postaci żył mają kształt mniej foremny niż pokłady. Cechą charakterystyczną żył jest to, że są co do genezy wieku późniejszego niż otaczające je skały.

Żyły mogą być pojedyncze lub złożone. W żyłe pojedynczej skupiona jest substancja mineralna np. piryt w kopalni Staszyc. Żyły złożone powstają z całego szeregu drobnych żyłek różnej grubości, przebiegających w różnych kierunkach i tworzących czasem siatkę żylną. Jeżeli w żyłe znajduje się jednolita masa mineralna, wówczas żyły takie nazywamy jednorodnymi.

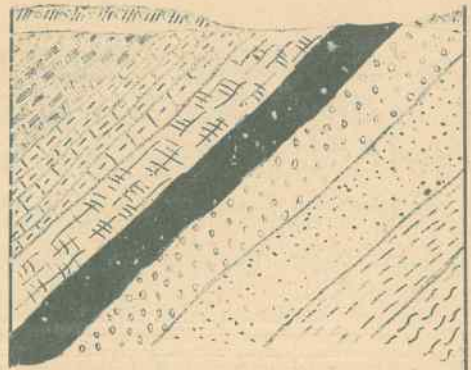
Jeżeli substancja mineralna, wypełniająca szczelinę, jest ściśle złączona ze skałami otaczającymi mówi się, że żyła jest przyrośnięta (rys.25). W przypadku gdy pomiędzy substancją mineralną złoża a skałami otaczającymi, znajduje się materiał odmienny od skał otaczających złożo, zazwyczaj ilasty, to nazywa się go łupiną lub smugą (rys.26).

Żyły odznaczają się stromym nachyleniem. Kąt nachylenia jest zwykle większy od 45° , a czasem zbliżony do 90° .

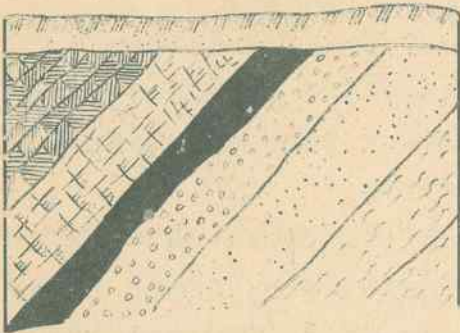
Żyły, podobnie jak pokłady, mają rozciągłość, grubość, kąt nachylenia. Cechy te jednak u żył są bardziej zmienne niż przy pokładach. Z uwagi na zmienność żył, eksploatacja ich wymaga na ogół więcej robót górniczych, szczególnie poszukiwawczych i przygotowawczych, a więc kosztowniejszych.



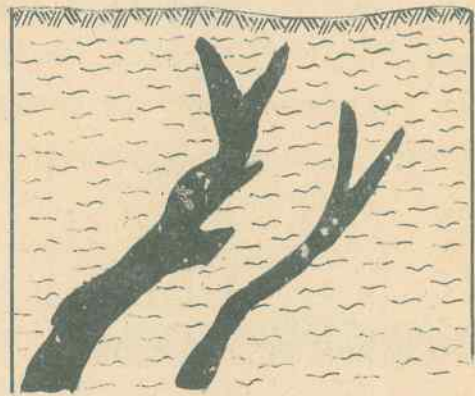
Rys.21. Zmycie pokładu.



Rys.22. Wychodnia pokładu obnażona.



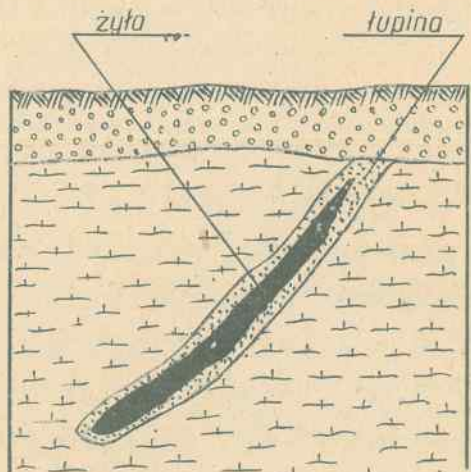
Rys.23. Wychodnia pokładu ukryta



Rys.24. Żyły.



Rys.25. Żyła przyrośnięta.



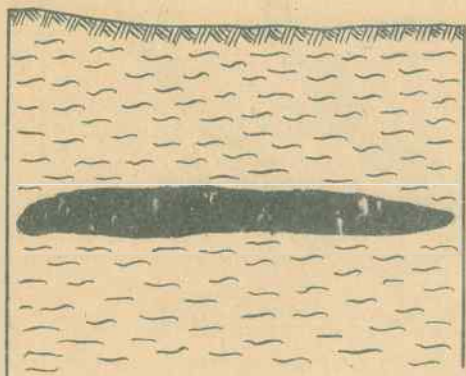
Rys.26. Łupina (smuga) żyły

Opłacalność eksploatacji żył zależy w wysokim stopniu od wartości minerału użytecznego, jak również od warunków geologiczno-hydrologicznych.

Przy poszukiwaniach złóż żylnych szczególnie interesujące jest odszukanie miejsca skrzyżowania dwóch różnych żył, ponieważ występuje tam zazwyczaj wzbogacenie rud. Metale jak np. Au, Pt, Cu, Ag, spotyka się tam w stanie rodzimym.

W złożach żylnych występują rudy metali szlachetnych (np. złotonośne rudy kwarcowe), metali kolorowych (rudy miedzi, cynku i ołowiu), niektóre surowce mineralne (magnezyt, baryt), rzadziej rudy żelazne i manganowe.

3. Soczewki (rys.27), są to złoża typu pokładowego o znacznie jednak mniejszym zasięgu zarówno w kierunku rozciągłości, jak i upadu. Grubość soczewki maleje we wszystkich kierunkach aż do zupełnego zaniku.



Jeżeli soczewka ma wymiary odpowiednio duże, wtedy można uważać ją za pokład, ponieważ grubość jej na pewnej przestrzeni nie ulega większym zmianom. Soczewki występują zwykle grupami, jedna obok drugiej. Nachylenie ich jest zgodne z nachyleniem warstw pośród których zalegają.

Rys.27. Złoże soczewkowe

W postaci soczewek występują rudy metali kolorowych (np. chromit w serpentynie), rudy żelazne, gliny ogniotrwałe.

B. Złoża nieforemne

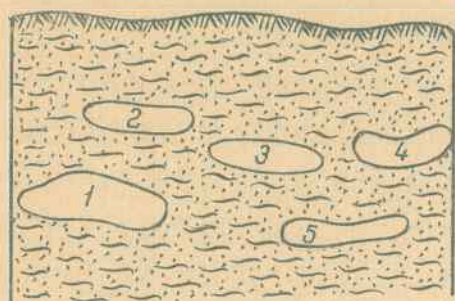
=====

1) Gniazda (rys.28) zalicza się do złóż nieforemnych. Są to nieregularne skupienia minerału użytecznego w skorupie ziemskiej, o niewielkich wymiarach.

Gdy skupienia nieforemne mają wymiary większe, noszą wówczas

2) nazwe składów: kształty takich złóż są różne, a rozmiary mogą być b. duże. Zazwyczaj grubość w stosunku do wymiarów rozciągłości złoża jest znaczna. Złoża typu składów

mogły powstać jako złoża wtórne, w drodze osadzania substancji rudnych czy mineralnych wskutek działania ławy wulkanicznej z gazowych produktów przy przeciskaniu się ich przez porowate skały, bądź też wskutek ruchów tektonicznych, powodujących wyoiskanie skał ku górze. W ten sposób powstały złoża soli zwykłej i potasowej.



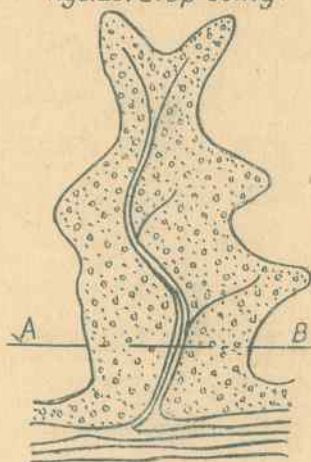
Rys.28. Złoża gniazdowe.
(1-5)



Rys.30. Masyw granitu.



Rys.29. Słup solny.



Przekrój A-B



Rys.31. Złoża okrucowe.

3) Złożami typu składowego, wykształconymi wskutek ruchów górotwórczych są słupy (rys.29). Złoża tego rodzaju przedstawiają w rzucie poziomym koło lub elipsę i sięgają na znaczną głębokość, dochodzącą do 1000 m. W Polsce występują na obszarze Niżu Polskiego i w Poznańskim.

W złożach gniazdowych występują rudy żelazne, rudy manganu i metali kolorowych, a w postaci składow sód kamienna (słupy), gips, surowce ceramiczne i niektóre rudy.

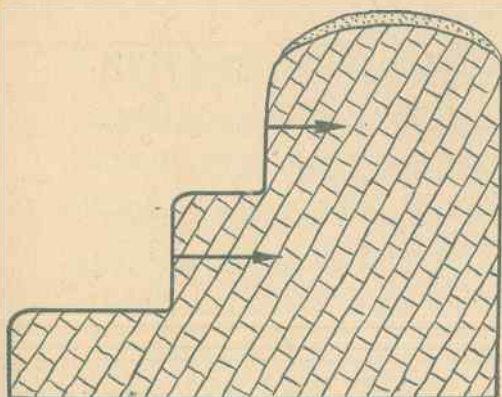
4) Masywy (rys.30) są to przeważnie złoża skalne pochodzenia magmowego (np. granity), zajmujące znaczne przestrzenie i sięgające na b. dużą głębokość.

5) Złoża okruchowe (rys.31).

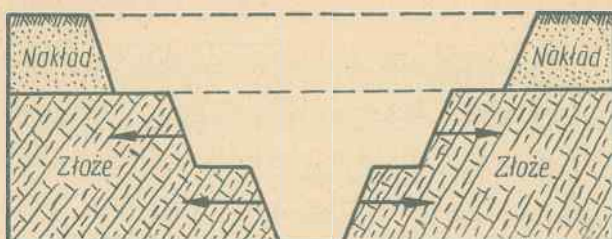
W dolinach rzek i potoków górskich występują często złoża minerałów użytecznych, które powstały na skutek naniesienia przez wodę okruchów skalnych, powstałych z procesów wietrzenia skał, rozpadania i kruszenia. Pomiedzy złożami okruchowymi a otaczającymi je skałami nie zachodzi związek genetyczny. Powstają one przez nagromadzenie użytecznej masy mineralnej z innych miejsc. Złoża tego typu znajdują się często pod zbiornikami wód, do których unosi je prąd wody potoków i rzek, spływających z terenów górskich. W czasie przenoszenia materiału przez wodę następuje sortowanie ziarn zarówno pod względem wielkości, jak i ciężaru właściwego. Im dalej od złoża pierwotnego, tym drobniejsze są ziarna ale zarazem i większa jest w nich zawartość metalu w rudzie, ponieważ w czasie transportu materiału domieszki płonne, jako mniej odporne, ulegają ścieraniu. W złożach okruchowych spotyka się minerały odporne na wietrzenie, do których należą: złoto, platyna, diamenty, korund, turmalin, związki cyny, kwarczec itp. Złoża okruchowe zalegają prawie zawsze poziomo i mają zmienną grubość. Z reguły składają się z kilku warstw oddzielonych od siebie skałą płonną. Skałami towarzyszącymi okruchom minerałów użytecznych są niemal wyłącznie piasek, żwir i glina.

IV. GŁĘBOKOŚĆ ZŁOŻA I JEJ WPŁYW NA SPOSOBY EKSPLOATACJI GÓRNICZEJ

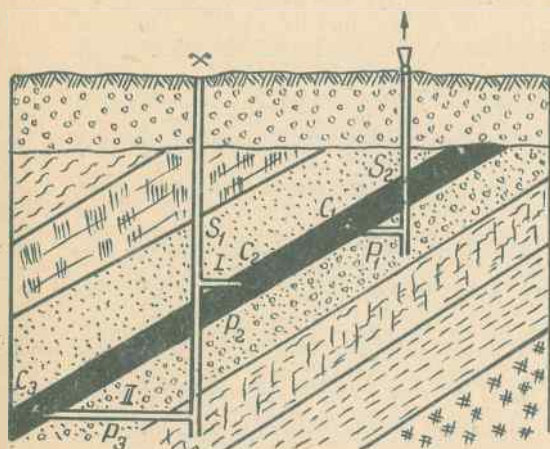
Ze względu na głębokość zalegania złóż można wyróżnić złoża występujące na powierzchni skorupy ziemskiej, tzw. napowierzchniowe (rys.32) zalegające płytko od powierzchni ziemi, pokryte cienkim nadkładem, tzw. podziemne przypowierzchniowe (rys.33), oraz znajdujące się na większych głębokościach od powierzchni ziemi tzw. podziemne-wgłębne (rys. 34a).



Rys.32. Złoże powierzchniowe.

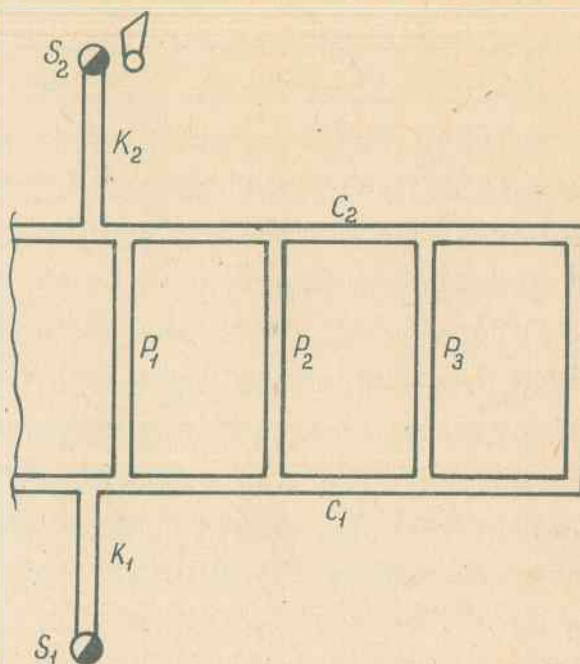


Rys.33. Złoże podziemne przypowierzchniowe.



Rys.34a. Złoże podziemne wgłębne

- S_1 szyb wydobywczy
- S_2 szyb wentylacyjny
- I poziomy wydobywcze
- II
- P_1 przecznice
- P_2
- P_3
- C_1 chodniki piętrowe
- C_2
- C_3



Rys.34b. Główne roboty przygotowawcze

- C_1 - chodnik podstawowy prze-
wozowy
- C_2 - chodnik podstawowy wen-
tylacyjny
- $P_1 P_2 P_3$ - główne pochylnie
- wyrobi- $K_1 K_2$ - przecznice
- ska u- $S_1 S_2$ - szyby
- dostęp-
niające

Złoża powierzchniowe eksploatuje się za pomocą wyrobisk odkrywkowych czyli tzw. sposobem odkrywkowym. Wyrobisko odkrywkowe jest to wyrobisko górnicze, mające znaczne rozmiary na długość i szerokość przy stosunkowo niewielkiej głąbo-

kości, charakteryzujące się tym, że w przekroju poprzecznym nie ma konturów zamkniętych, a więc nie jest otoczone zew-
sząd skałami i wykonane jest pod otwartym niebem. Sieć wyro-
bisk odkrywkowych, służących do eksploatacji złoża na - lub -
przypowierzchniowego, nazywamy krótko odkrywką, a zakład
eksploatujący ^{sposobem odkrywkowym} /- kopalnia naziemna (odkrywkowa). Jeżeli przed-
miotem eksploatacji jest minerał użyteczny, występujący w
masie zwartej używa się również terminu łom z dodaniem naz-
wy urabianej kopaliny, a więc gipsołom, bazaltołom, kamie-
niołom itp. Cechą charakterystyczną górnictwa odkrywkowego
jest prowadzenie robót górniczych na otwartym powietrzu,
przy świetle dziennym i za pomocą wyrobisk odkrywkowych.
Druga grupa złóż, tzw. przypowierzchniowych, które od po-
wierzchni ziemi oddziela stosunkowo cienki nadkład może być
eksploatowana sposobem odkrywkowym w granicach ekonomicznych,
gdy stosunek grubości nadkładu do grubości złoża nie prze-
kracza pewnej dla danego minerału użytecznego liczby. Średnio
liczby te wahają się w granicach od 3-4 a mogą być i wyższe
6-7-10, o ile wartość minerału jest większa. Jeżeli grubość
pokładu kopaliny użytecznej wynosi np. 2 m, to eksploata-
cja odkrywkowa może być racjonalna przy grubości nadkładu
do 6 m. Racjonalna eksploatacja odkrywkowa wymaga maksymal-
nego zmechanizowania robót i zakładu górniczego o większej
zdolności produkcyjnej, przy której mogłyby być w pełni wy-
korzystane urządzenia mechaniczne np. czerparki. Złoża roz-
mieszczone na większej głębokości wymagają zastosowania spo-
sobów podziemnej eksploatacji za pomocą wyrobisk podziemnych.
Wyrobisko górnicze podziemne jest to pusta przestrzeń wyko-
nana w skałach skorupy ziemskiej pod powierzchnią ziemi, oto-
czona na całym swym przekroju poprzecznym skałami. Wyrobiska
podziemne tworzą sieć, połączoną z powierzchnią ziemi co
najmniej dwoma wyrobiskami głównymi, szybami lub sztolniami.
Zakład eksploatujący złożo sposobem eksploatacji podziemnej
nazywamy krótko kopalnią podziemną.

W początkowym okresie rozwoju górnictwa węglowego eksploa-
tacja pokładów węgla odbywała się na wychodniach pokładu
lub też ^{na} niewielkiej głębokości. Przejście na eksploatację
na większych głębokościach stało się możliwe w miarę rozwo-

ju techniki. Przeszkodą w posuwaniu się z eksploatacją w głąb ziemi była woda, której nie można było zwalczyć sposobem czerpania i wyciągania kołowrotem ręcznym czy też poruszonym za pomocą kieratów konnych. Wprowadzenie więc do górnictwa maszyny parowej, naprzód do odwadniania, a następnie do wyciągu w szybie, umożliwiło wydobywanie rudy, czy węgla z głębszych partii złożeń. Na ziemiach polskich zastosowano w górnictwie energię parową z końcem wieku XVIII do odwadniania, a w pierwszej połowie wieku XIX do wyciągu szybowego.

Energia powietrza sprężonego, wytwarzana za pomocą sprężarek parowych, znalazła zastosowanie w drugiej połowie wieku XIX przeważnie do napędu kołowrotów transportowych i poruszania wiertarek do wiercenia otworów strzałowych.

Energia elektryczna w górnictwie polskim znalazła po raz pierwszy zastosowanie dopiero w wieku XX, obecnie zaś właśnie nastąpi okres jej szerokiego zastosowania. Plan 6-letni przewiduje zelektryfikowanie wszystkich kopalń niegazowych. Energia elektryczna jest od 5-6 razy tańsza od innych rodzajów energii, stosowanych w górnictwie.

Głębokość zalegania złoża decyduje nie tylko o sposobie eksploatacji złoża (odkrywkowo lub sposobem podziemnym), ale w ogóle o możliwości eksploatacji, a mianowicie wówczas, gdy złożo zalega poniżej tzw. głębokości maksymalnej, technicznie osiągalnej. Głębokość technicznie osiągalna jest to głębokość, poza którą prowadzenie eksploatacji złoża przy danym stopniu techniki jest niemożliwe. W tym wypadku przeszkodę stanowi wysoka temperatura wynikająca ze stopnia geotermicznego i gradientu temperatury wprowadzonego do kopalni powietrza. Za technicznie osiągalną głębokość w górnictwie węglowym uważa się obecnie głębokość 1200 m, w górnictwie zaś rudnym powyżej 2300 m.

V. ETAPY ODSZUKANIA I PRZYGOTOWANIA ZŁOŻA DO EKSPLOATACJI

Złożo kopaliny użytecznej, występujące w skorupie ziemskiej musi być po odszukaniu zbadane pod kątem przydatności przemysłowej zanim rozpoczęta zostanie budowa kopalni dla eksploatacji z niego minerału użytecznego.

1. Poszukiwania geologiczno-górnice.

Ta faza wstępna konieczna do powzięcia decyzji co do założenia kopalni nosi nazwę okresu poszukiwań geologiczno-górnicznych lub robót poszukiwawczych geologiczno-górnicznych. W fazie poszukiwań złoża przeważają z początku prace typowo geologiczne, które mają na celu odnalezienie złoża, odszukanie miejsca jego występowania. Poszukiwania geologiczne, w miarę upewniania się co do możliwości występowania złoża w badanym terenie, przechodzą stopniowo w poszukiwania geologiczno-górnice, w których toku prowadzone są badania terenu za pomocą wyrobisk górniczych i wiercień. Podejmowanie robót górniczych, jako kosztowniejszych, oparte jest zazwyczaj na uzasadnionych wynikach badań geologicznych i badań sposobami geofizycznymi. Cel robót poszukiwawczych górniczych jest rozszerzony i obejmuje również określenie granic zalegania złoża i ustalenie jego wartości przemysłowej. Na podstawie wyników robót poszukiwawczych górniczych oblicza się zasoby minerału użytecznego w złożu, określa warunki jego zalegania, pobiera się próby do analizy chemicznej i technologicznej, bada się warunki hydrogeologiczne złoża, tektonikę złoża itp. Wszystkie te badania mają za cel rozpoznanie złoża w takim stopniu, aby możliwe było oszacowanie złoża pod względem jego wartości gospodarczej. W fazie robót poszukiwawczych stopień rozpoznania złoża i jego zasobów zwiększa się w miarę otrzymywania wyników pozytywnych. Jakże są warunki konieczne, by na złożu można projektować założenie kopalni zależy od stopnia rozpoznania zasobów złoża. Reguluje to "Uchwała Rady Ministrów nr 864 z dnia 10.X.1952 r. w sprawie ustalania i zatwierdzania stopnia poznania zasobów złóż kopalin i rozmiaru dokonywania inwestycji przed przystąpieniem do eksploatacji złoża". Bliższe omówienie tej "Uchwały" i zarządzeń wykonawczych nastąpi w rozdziale o zasobach.

Po oszacowaniu złoża i uznaniu go za nadające się do eksploatacji przemysłowej wobec postanowienia przez odpowiednie Władze i Państwową Komisję Planowania Gospodarczego (P.K.P.G.), że złoża dane ma być eksploatowane w zbudowa-

nej w tym celu kopalni, Biura Projektowe przystępują do sporządzenia tzw. dokumentacji technicznej. Dokumentacja techniczna dotycząca się założenia zakładu przemysłowego jak wynika z "Instrukcji P.K.P.G. nr 20 składa się z tzw. 1) założeń projektowych, 2) projektu wstępnego, 3) projektu technicznego.

Dokumentacja wymieniona obejmuje projekty założenia kopalni, obliczenia, wskaźniki techniczne i ekonomiczne, zestawienie potrzebnych nakładów pieniężnych, na zbudowanie zakładu górniczego. Po zatwierdzeniu projektów przez odpowiednie instancje gospodarcze z P.K.P.G. na czele budowa kopalni wciągnięta zostaje do państwowego planu gospodarczego, z określonymi pozycjami finansowymi i przedstawiona Sejmowi do zatwierdzenia. Z chwilą zatwierdzenia planu gospodarczego przez Sejm rozpoczyna się drugi etap prac nad złożem mających na celu tzw. udostępnienie złoża.

2. Udostępnienie złoża.

Gdy złożo zalega pod powierzchnią ziemi na głębokości mniejszej lub równej technicznie osiągalnej, otwarcie dostępu do niego, czyli połączenie złoża z powierzchnią wykonuje się za pomocą przystosowanych do sytuacji złoża wyrobisk górniczych udostępniających, np. szybów pionowych. Przepisy wymagają otwarcia dostępu co najmniej dwoma wyrobiskami, łączącymi złożo z powierzchnią. Wyrobiska górnicze, służące do udostępnienia złoża, charakteryzują się tym, że prowadzone są wyłącznie lub w znacznym stopniu w skałach płonnych, wobec czego roboty związane z ich wykonywaniem nazywa górnikiem robotami kamiennymi. Do robót kamiennych zalicza się głębienie pionowych szybów, szybików, pędzenie poziomych chodników w kamieniu tzw. przecznicy (rys.140) lub przekopów, pędzenie sztolni (rys.133), pędzenie pochylni lub upadowych w kamieniu. Roboty kamienne są kosztowne. Dla orientacji podać można, że koszt 1 mb szybu waha się w granicach 16.000 - 30.000 zł. koszt przecznicy do 5.000 zł. Z przykładu tego widać, że należące do obowiązków geologa zbadanie złoża jest pracą odpowiedzialną i musi być potraktowane bardzo sumien-

nie, aby po rozpoczęciu robót górniczych np. robót udostępniających nie okazało się nagle, że złoża nie ma lub jest, ale nie w skali przemysłowej. W takim wypadku mogłyby powstać bardzo poważne straty dla gospodarki narodowej. Obowiązkiem każdego obywatela jest dbałość o ekonomiczną, racjonalną gospodarkę funduszami, powstałymi z pracy i wysiłku ludzi pracy i racjonalne zużytkowanie ich dla dobra ogólnego.

Gdy złoża zalega pod cienkim nadkładem skały płonnej, możliwa jest eksploatacja sposobem odkrywkowym. Udostępnienie złoża polega wówczas na częściowym zdjęciu nadkładu posuwającym się dalej a zawsze poprzedzającym roboty eksploatacyjne, albo na jednorazowym zdjęciu nadkładu na całym terenie złoża. Po udostępnieniu złoża do wybierania sposobem podziemnym czy odkrywkowym następuje trzeci etap przygotowania złoża do eksploatacji, tzw. górniczych robót przygotowawczych w postaci głównych chodników w złożu podziemnym, czy wdzieriek, wkopów w złożu odkrywkowym.

3. Główne roboty przygotowawcze (rys.34 b)

W okresie tym prowadzone są przy podziemnej eksploatacji chodniki podstawowe, mające na celu rozcięcie złoża lub jego udostępnionej części na piętra i podpiętra. Do robót głównych zalicza się również główne pochylnie i upadowe, łączące chodniki piętrowe z chodnikiem podstawowym poziomym wydobywczego i wentylacyjnego i tworzące z poprzednimi chodnikami siatkę głównych chodników w złożu. Roboty przygotowawcze główne prowadzone są w normalnych warunkach w samym złożu (to odróżnia je od robót udostępniających), wskutek czego w tym okresie otrzymuje się już pewną produkcję kopaliny użytecznej.

4. Roboty przygotowawcze szczegółowe

Przygotowanie główne posuwa się zasadniczo w kierunku od szybów do granic pola kopalnianego i po osiągnięciu ich następuje czwarty etap rozwoju kopalni tzw. przygotowania szczegółowego (bezpośredniego) do właściwej eksploatacji złoża.

W okresie tym prowadzone są chodniki poziome lub pochyłe, które dzielą złoża na mniejsze części, przeznaczone do wybierania. Roboty tego etapu wyprzedzają samą eksploatację o niedługi okres czasu, a przy pewnych systemach wybierania prowadzone są stale aż do wyczerpania złoża.

Po przygotowaniu części złoża robotami czwartego etapu rozpoczyna się piąty okres właściwej eksploatacji (odbudowy) złoża. Z chwilą rozpoczęcia okresu V-go, roboty przygotowawcze nie ustają całkowicie, lecz utrzymują się w pewnym stosunku do robót eksploatacyjnych. Stosunek ten wyraża się zwykle np. w procentach ilości wydobywania w kopalni węgla, - ton węgla, otrzymanych z chodników do ogólnego wydobywania i wynosi 6-30 %.

Zmniejszanie się liczby procentowej wydobywania z chodników świadczy o zmniejszeniu przygotówki (przy tym samym systemie wybierania). W normalnych warunkach pracy kopalni wahania te utrzymują się w granicach kilku procent aż do wyczerpania zasobów złoża.

5. Wybieranie złoża (odbudowa)

Wybieranie złoża w przodkach eksploatacyjnych stanowi okres właściwej produkcji kopalni, czyli jest okresem pełnego rozwoju, do którego przygotowaniem były poprzednie etapy. Sposób wybierania złoża może być odkrywkowy lub podziemny co zależy od głębokości zalegania złoża, grubości złoża, grubości nadkładu i wartości kopaliny użytecznej. Sposób odkrywkowy jest ekonomiczniejszy, ale ograniczony bywa w stosowaniu przez głębokość zalegania złoża. Głębokość odkrywek nie przekracza obecnie 100-150 m. Przy większej głębokości do eksploatacji złóż zakłada się kopalnie podziemne, wymagające podziemnych wyrobisk, których pędzenie, utrzymanie jak również przewietrzanie i odwadnianie oraz oświetlanie pociągają za sobą koszty, jakich nie ma w odkrywkach. Wraz z głębokością wzrasta temperatura w kopalni podziemnej, ciśnienie górotworu, jak również możliwość występowania metanu, stąd również wynikają dodatkowe koszty na walkę z wysoką temperaturą, na zwalczaniu gazów i pyłu

węglowego w kopalniach węglowych. Przy eksploatacji złóż, których części występują na różnych głębokościach eksploatacja zapoczątkowana jest najpierw w górnych partiach złoża, a po ich wybraniu przesuwa się do partii głębszych. Głębokość kopalń wzrasta. Roczny postęp średni wszystkich polskich kopalń węgla pod względem głębokości wynosił do r. 1946 - 3,71 m, a na każdy 1 milion ton wydobywania 0,1 m.

Naszkicowany w ogólnych zarysach obraz przygotowania złoża do eksploatacji stanowi tło do omówienia robót górniczych w poszczególnych etapach. Zgodnie z kolejnością wykonywania poszczególnych robót rozpoczniemy od tych, które związane są z poszukiwaniem złoża.

VI. POSZUKIWANIE ZŁÓŻ I ROBOTY POSZUKIWAWCZE GÓRNICZE

A. Cel i podział poszukiwań

=====

1. Cel poszukiwań

Poszukiwania złóż prowadzone są dla odnalezienia złóż użytecznych ciał kopalnych, a po odnalezieniu miejsca ich występowania dla zbadania warunków zalegania, jakości kopaliny użytecznej, ilości jej w złożu i innych czynników na których podstawie może nastąpić oszacowanie złoża ze względu na jego przemysłowość. Wśród sposobów i metod stosowanych przy poszukiwaniach złóż roboty górnicze poszukiwawcze należą do kategorii niezbędnych i koniecznych, szczególnie w tym okresie, gdy należy oszacować złoża i jego wartość przemysłową i gospodarczą.

Przy poszukiwaniach górniczych prowadzi się wyrobiska górnicze na terenie badanym i ta cecha odróżnia je od poszukiwań innymi sposobami. Roboty górnicze, polegające na wykonywaniu wyrobisk górniczych, są na ogół kosztowne, dlatego też podjęcie ich przy poszukiwaniach jest tylko wówczas uzasadnione, gdy na podstawie wyników badań innymi mniej kosztownymi metodami, zachodzi istotne prawdopodobieństwo odnalezienia złoża, lub gdy inne sposoby poszukiwań poza górnictwem nie są możliwe w okresie poszukiwań wstępnych. Dla

zmniejszenia kosztów poszukiwań złoża - poszukiwanie rozpoczyna się zwykle sposobami najtańszymi, a dopiero w miarę otrzymywania wyników pozytywnych przystępuje się do robót kosztowniejszych, a więc i górniczych, wymagających prowadzenia wyrobisk górniczych.

2. Podział poszukiwań

W poszukiwaniach złóż można wyróżnić 3 główne okresy badań z uwagi na rolę w nich robót górniczych, a mianowicie:

a) Okres prac wywiadowczych, obejmujący badania i roboty geologiczno-wywiadowcze, których celem jest odnalezienie złoża na podstawie przesłanek głównie geologicznych. W okresie tym roboty górnicze nie są prowadzone, a jeśli zachodzi potrzeba podjęcia ich, to tylko w nieznacznym zakresie tak co do ilości jak i wymiarów wyrobisk górniczych.

b) Okres poszukiwań górniczych wstępnych, ma na celu określenie kształtu złoża i ustalenie jego użyteczności. W tej fazie poszukiwań zwiększa się ilość robót górniczych i ich znaczenie.

c) Okres poszukiwań górniczych szczegółowych prowadzonych dla zbadania szczegółów zalegania złoża i jego zawartości. Jest to konieczne do przemysłowego oszacowania złoża i zaprojektowania założenia kopalni oraz robót górniczych dla eksploatacji złoża badanego.

Okresy poszukiwań złoża mogą zazębiać się, zachodzić jeden w drugi, a mogą również w niektórych wypadkach zanikać. Wypadek taki może się zdarzyć, gdy mamy mapy i opisy geologiczne terenu wyznaczonego do poszukiwań i wówczas pierwszego okresu może w ogóle nie być. W terenach jednak nie zbadanych lub mało zbadanych pod względem geologicznym, albo gdy złoże jest bardziej skomplikowane, wymienione okresy występują wyraźnie.

Roboty poszukiwawcze o charakterze geologicznym lub górniczym, prowadzone w każdym z podanych okresów poszukiwań złoża można podzielić z punktu widzenia górnictwa na:

- a) roboty poszukiwawcze geologiczne czyli wywiadowcze
- b) roboty poszukiwawcze górnicze wstępne
- c) roboty poszukiwawcze górnicze szczegółowe.

Pierwsza grupa robót (geologiczno-poszukiwawczych) łączy się z przedmiotem geologii i tam będzie szczegółowo omawiana. Wobec czego w ramach wykładu górnictwa naszkicowana zostanie jedynie w sposób ogólny, dla zobrazowania całokształtu poszukiwań.

B. Opis robót poszukiwawczych

1) Roboty poszukiwawcze geologiczne (wywiadowcze)

Poszukiwanie złóż rozpoczynają badania geologiczno-poszukiwawcze. Badania te prowadzi w terenie geolog, mający do dyspozycji narzędzia i przyrządy do badań polowych, jak: kompas górniczy, młotek, odczynniki itp. Geolog zbiera w terenie badanym materiał, na którego podstawie sporządzane są mapy geologiczne. W pracy tej pomocne geologowi być powinny mapy topograficzne terenu. Gdy brak dla danego rejonu map topograficznych, badania terenu przez geologa obejmują również zebranie danych potrzebnych do wykonania takiej mapy topograficznej.

W czasie badań geologiczno-poszukiwawczych prowadzący je geolog winien zwracać uwagę na wszystkie szczegóły w terenie, jak np. jego rzeźba, odsłonięcie skał, występowanie źródeł, potoków, rzek, rodzaj gleby, jakość i stan roślinności, charakterystyczne oznaki w terenie jak barwne pasy, smugi itp.

O możliwości napotkania złoża świadczyć może:

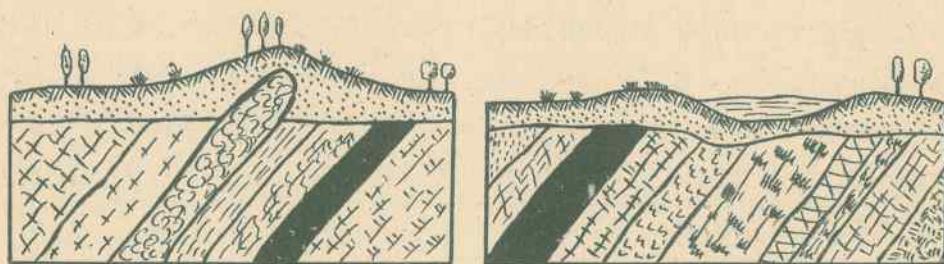
a) Budowa topograficzna miejscowości. W miejscowościach górzystych można z większym prawdopodobieństwem spodziewać się występowania złóż żylnych, ponieważ procesowi górotwórczemu towarzyszy zwykle tworzenie się szczelin. W dolinach rzek i potoków górskich występują natomiast lub mogą występować złoża okruchowe. Występowanie w terenie badanym grzbietów (rys.35) świadczyć może o obecności skał, w tych miejscach trudniej ulegających zwietrzeniu.

Wgłębenia w terenie mogą również świadczyć o znajdowaniu się w nich skał mniej odpornych na wietrzenie.

b) Czynnikiem dostarczającym już więcej konkretnych danych do do możliwości znalezienia złoża jest budowa geologiczna terenu, ustalenie wieku geologicznego skał występujących, ich rodzaju i genezy pozwala na wnioskowanie o możliwości występowania w nich poszukiwanego minerału użytecznego. W skałach magmowych można oczekiwać napotkania złóż żylnych - rudnych, nie można natomiast spodziewać się takich złóż, które występują tylko w skałach osadowych.

c) Najcenniejszych wskazówek dostarczają geologom w toku poszukiwań odsłonięcia (rys.36), czyli odkrywki wychodni skał. Odsłonięcia mogą być naturalne, powstałe bez udziału pracy ludzkiej, lub sztuczne, wykonane przez człowieka, np. wykopy przy drogach kołowych, kolejowych, tunele, studnie wykopy pod fundamenty budynków itp.

Jeśli w badanym terenie brak jest odsłonieć wówczas wskazówkami mogą być odłamki skał naniesione w dolinach (rys.37)



Rys.35. Występowanie grzbietów i rowów w terenie



Rys.36. Naturalne odsłonięcia skał

Rys.37. Odłamki skał w dolinach

d) Barwne pasy na powierzchni ziemi mogą być oznakami występowania w pobliżu pewnych minerałów użytecznych np. wychodnie rud żelaznych zaznaczają się czerwonym pasem. Przy kruszcach ołowiu pasy są żółte lub czerwone. Miedź daje pasy błękitne lub zielone.

e) Występowanie źródeł słonych świadczy o istnieniu złóż soli. Źródła mineralne występują zazwyczaj w związku ze złożami rud żelaza, miedzi i cynku.

Za pośrednie wskazówki co do możliwości występowania w badanym terenie złóż służyć mogą:

f) Nieregularne rozmieszczenie źródeł wody słodkiej, co może wskazywać na uskoki i szczelinowatość skał, a więc i na możliwość występowania złóż żylnych.

g) Stan roślinności zależny jest od gleby, którą mogą użyźniać niektóre minerały przez swój rozkład (węglany i fosforany wapnia, sole potasowe) lub odwrotnie czynić jałową jak np. przy rozkładzie pirytów, a zwłaszcza arsenopitytu. Roślinność może wskazywać również na obecność złóż niektórych minerałów użytecznych. Pewne gatunki roślin spotykane w terenie wskazywać mogą na obecność niektórych ciał użytecznych np. fiołek galmanowy w Belgii, trawa ołowiana w Ameryce Płn. itp.

Z opowiadań ludności miejscowej może geolog czerpać pewne wskazówki co do ewentualnego występowania złóż.

Poszukiwania geologiczne wymagają znajomości powstawania złóż minerałów użytecznych i współwystępowania z innymi skałami czy minerałami, a opierać się muszą na takich naukach, jak: mineralogia, petrografia, geologia, paleontologia, stratygrafia.

Roboty geologiczno-poszukiwawcze mogą być jeszcze podzielone zgodnie z Instrukcją o sposobie ustalania zasobów złóż kopalin użytecznych na:

a) odosobnione, prowadzone dla wykonania zdjęcia geologicznego i wstępnego poznania złoża, w braku naturalnych odsłonień,

b) szczegółowe - dla dokładniejszego poznania złoża,

c) zagęszczone - dla poznania złoża i obliczania zasobów.

Rozmieszczenie robót szczegółowych i zagęszczonych zależy od wykształcenia złoża i rodzaju kopaliny użytecznej. Bliższy opis i przykłady należą do geologii i tam będą podane. Poszukiwania wstępne zwiadowcze prowadzone mogą być również sposobem geofizycznym. Metody geofizyczne polegają na wykorzystaniu niektórych własności fizycznych minerałów czy skał jak np. przenikliwość magnetyczna (metoda magnetometryczna), siła ciężkości, zależna od ciężaru właściwego występujących mas skalnych (metoda grawimetryczna) przewodnictwo elektryczne (metoda elektrometryczna) przewodnictwo fal sejsmicznych (metoda sejsmometryczna) i przewodnictwo fal elektromagnetycznych (metoda radiowa).

Metody geofizyczne i geologiczne pozwalają odkryć obecność złoża. Dla dokładniejszego określenia kształtu złoża, jego wartości i użyteczności przemysłowej konieczne jest przeprowadzenie w terenie robót poszukiwawczych górniczych, a więc takich, przy których prowadzi się wyrobiska górnicze nad lub podziemne lub wiercenia poszukiwawcze dla zbadania złoża i pobrania prób minerału użytecznego w nim zawartego.

2. Roboty poszukiwawcze - górnicze

a) Zasady racjonalnego prowadzenia robót poszukiwawczych górniczych. Racjonalne prowadzenie robót poszukiwawczych górniczych czynić musi zadość dwom następującym założeniom:

α). Konieczność podjęcia robót poszukiwawczych górniczych powinna być należycie uzasadniona oraz

β). Podjęte roboty górnicze powinny być przy najmniejszych możliwych kosztach, tak prowadzone, by osiągnąć dostatecznie dokładny wynik ostateczny.

Należyte uzasadnienie konieczności rozpoczęcia robót poszukiwawczych górniczych oparte jest na wynikach badań geologicznych. Dają one podstawę do dalszych badań kosztowniejszych, lub gdy inne metody np. geofizyczne wskazują na istnienie złoża, a zbadanie go nie można nastąpić bez przeprowadzenia robót górniczych, czy otworów wiertniczych.

Z założenia drugiego wynika, że należy dążyć do osiągnięcia **wystarczająco** dokładnego obrazu złoża przy minimum kosztów. Ze względów ekonomicznych nie należy podejmo-

wać robót kosztowniejszych, jeśli możemy osiągnąć wyniki równorzędne lub różniące się niewiele za pomocą płytszych robót, a więc tańszych. Wynika również z tego założenia, że nie należy pędzić wyrobisk górniczych poszukiwawczych w tych miejscach, gdzie nie spodziewamy się natrafić na interesujące nas skały, lub gdy nawet pozytywne wyniki badań mogą wpłynąć w nieznacznym stopniu na ostateczny rezultat poszukiwań. Nie należy rozpoczynać robót poszukiwawczych od głębokich partii złoża, posiadającego wychodnie, zanim nie zostaną one wystarczająco zbadane.

Wymienione założenia, dotyczące podejmowania robót poszukiwawczych górniczych, podyktowane są względami ekonomicznymi i mają na celu oszczędną gospodarkę przy poszukiwaniach złóż i wydatkowanie racjonalne funduszy gospodarki uspołecznionej. Na tych założeniach opierają się zasady prowadzenia robót górniczych poszukiwawczych. Dla łatwiejszego zapamiętania kolejności podejmowania poszczególnych czynności i wyraźniejszego ich odgraniczenia podane będą ogólne wytyczne jako zasady prowadzenia robót poszukiwawczych górniczych, tworzące ramowy schemat, od którego możliwe są wszakże odchylenia uzależnione od warunków lokalnych.

Racjonalne prowadzenie wszelkich robót, a w szczególności kosztownych robót górniczych, wymaga uprzedniego opracowania planu robót. Bez opracowanego planu nie należy rozpoczynać prowadzenia wyrobisk górniczych poszukiwawczych. Wobec tego jako pierwszą z zasad racjonalnego prowadzenia robót górniczych poszukiwawczych jest:

I. Plan robót. Przy układaniu planu oznacza się gdzie, co, jak i kiedy będzie wykonane, w jakiej kolejności, jakimi środkami, jaka potrzebna obsada pracowników oraz jakie środki finansowe są potrzebne. W trakcie wykonywania robót mogą zająć warunki wskazujące na konieczność skorygowania planu. Fakt ten jednak nie zmienia postaci rzeczy, że plan powinien być zrobiony, gdyż lepiej poprawić go w szczegółach, niż prowadzić roboty w sposób nieprzemyślany i nieustalony.

Oczywiście należy podkreślić, że plan opracowany możliwie dokładnie, może być zaprojektowany w paru wariantach, tj. w odmianach przewidywanych i zależnych od rozpoznania

warunków robót w terenie. Plan powinien być zatwierdzony przez odpowiednie komórki czy władze, sprawujące nadzór nad poszukiwaniami złóż. Instytucją powołaną do spraw geologicznych w Polsce jest Centralny Urząd Geologiczny (C.U.G.) z podległymi mu instytutami geologicznymi i jednostkami służby geologicznej w poszczególnych państwowych resortach gospodarczych.

W terenie rozpoczyna się poszukiwania i roboty od badania za pomocą robót geologiczno-poszukiwawczych wychodni i odsłonień (odkrywek), więc następną zasadą jest że:

II. Poszukiwania złóża rozpocząć należy od robót geologicznych. Badania geologiczne odkrywek, odsłonień sztucznych i naturalnych pozwoli na określenie rodzaju skał i wieku ich geologicznego.

III. Na podstawie badań poprzednio wymienionych wyznaczyć należy na mapie topograficznej miejscowości przypuszczalne wychodnie i obszar zalegania złóża. Wyniki robót geologicznych poszukiwawczych należy skontrolować za pomocą robót górniczych wstępnych.

IV. W założonych wyrobiskach górniczych przeprowadza się badania w kierunku rozciągłości i upadu pokładów. Jeżeli w terenie brak jest odsłonień do wstępnego wyznaczenia kierunku rozciągłości i upadu, zgłębić należy szybik i wyznaczyć w nim przez bezpośredni pomiar kompasem górniczym rozciągłość i upad warstw.

Mając wyznaczony wstępnie kierunek rozciągłości przystępuje się do wyznaczenia linii poszukiwawczej. Linia poszukiwawcza jest to kierunek prostopadły do linii rozciągłości warstw wzdłuż którego rozmieszcza się wyrobiska górniczo-poszukiwawcze, służące do wyznaczenia przekroju geologicznego badanego terenu.

Następną zasadą jest więc:

V. Wyznaczenie rozciągłości pokładu i linii poszukiwawczej oraz wzdłuż niej wyrobisk poszukiwawczych górniczych. Wyrobiska poszukiwawcze wzdłuż linii powinny być zakładane w ten sposób i prowadzone tak, by żadna z warstw badanych nie została pominięta, co stanowi treść dalszej zasady.

VI. Żadna warstwa nie może być pominięta przez wyrobiska poszukiwawcze zakładane wzdłuż linii poszukiwawczej, a sama linia powinna być tak obrana, by istniało jak największe prawdopodobieństwo napotkania złoża.

Linie poszukiwawczą zakłada się zazwyczaj nie jedną lecz tyle ile potrzeba do otrzymania dostatecznie dokładnego obrazu złoża. Odległość między liniami poszukiwawczymi zależy od geologicznego charakteru złoża i stopnia dokładności prowadzonych badań. Przy złożach bardziej regularnych pod względem upadu, grubości i składu mineralnego odległość pomiędzy liniami poszukiwawczymi może być większa.

W okresie poszukiwań szczegółowych odległości muszą być mniejsze, następuje ich zagęszczenie.

Jeżeli wyrobisko poszukiwawcze wzdłuż linii poszukiwawczej napotka pokład minerału użytecznego, należy go zbadać również w kierunku rozciągłości, stąd zasada:

VII. Każdy pokład minerału użytecznego napotkany przez wyrobisko założone wzdłuż linii poszukiwawczej, powinien być zbadany poza tym w kierunku jego rozciągłości.

Zbadanie w kierunku rozciągłości umożliwi określenie przestrzeni, jaką dany pokład zajmuje.

Dla wyznaczenia linii wychodni pokładu przyjmuje się założenie, że pokład zalega regularnie tzn. że na całej przestrzeni posiada tę samą rozciągłość i upad, jakie stwierdzone zostały w wyrobiskach wzdłuż linii poszukiwawczej. Z założenia tego wychodząc, można wykreślić na mapie przypuszczalną linię wychodni pokładu. Linie wychodni przyjętą w ten sposób kontroluje się następnie wyrobiskami poszukiwawczymi w kierunku rozciągłości i jeśli występują zmiany w zaleganiu pokładu poprawia się ją zgodnie ze stanem faktycznie stwierdzonym, odpowiednio wyznaczając dalsze roboty poszukiwawcze.

W czasie poszukiwań można natrafić lub skonstatować uskok.

VIII. Uskok w drodze - nowa dodatkowa linia poszukiwawcza.

Po stwierdzeniu uskoku zatrzymuje się roboty i wyznacza nową dodatkową linię poszukiwawczą.

Przy badaniu złoża wzdłuż jego wychodni można uzyskać już dane orientacyjne co do wartości przemysłowej złoża.

Jeśli wnioski te wskazują, że złóż jest przemysłowe można przystąpić do zbadania go na większej głębokości, gdy oczywiście zachodzi tego potrzeba.

Wobec wysokich kosztów górniczych poszukiwawczych na większej głębokości liczbę wyrobisk ogranicza się do niezbędnego minimum, jakie potrzebne jest do uzyskania obrazu złoża. Miejsca założenia wyrobisk powinny być dokładnie przemyślane i tak wyznaczone, by nimi skontrolować nie tylko przypuszczenia co do samych pokładów, ale również uskoków. Po ukończeniu każdej roboty poszukiwawczej poprawia się odpowiednio mapy, profile i wyznacza się następnie roboty na podstawie otrzymanych wyników.

IX. Planowe prowadzenie robót poszukiwawczych polega na tym, że w każdym stadium robót dążymy do odtworzenia przypuszczalnego obrazu złoża, który następnie kontrolujemy za pomocą dalszych wyrobisk poszukiwawczych.

Zasada ta musi być przestrzegana tak przy poszukiwaniach wstępnych, jak i szczegółowych, prowadzonych dla złóż regularnych. Złóża nieregularne pod tę zasadę nie mogą być podciągnięte i w wypadkach takich złóż planowość może być oparta na teorii prawdopodobieństwa.

Na zakończenie tego rozdziału o ogólnych zasadach prowadzenia górniczych robót poszukiwawczych należy nadmienić, że roboty poszukiwawczo-badawcze nie ustają po odnalezieniu i oszacowaniu złoża, lecz trwają nadal tylko służąc już innym celom, a w szczególności przewidzianej eksploatacji. Warunki zalegania złoża będą wyjaśnione całkowicie dopiero z chwilą ukończenia eksploatacji złoża. Roboty badawcze prowadzone są, można powiedzieć, przez cały okres eksploatacji złoża tylko zakres ich dostosowany jest do potrzeb eksploatacji i planowania robót górniczych.

b) Stopień dokładności w pomiarach wysokości i odległości w czasie poszukiwań jest zależny od poszczególnych stadiów poszukiwań i tak przy robotach geologiczno-poszukiwawczych obowiązuje dokładność oznaczania różnicy wysokości dwóch punktów do 1 m. Przy robotach wstępnych górniczych 0,5 m, a przy szczegółowych 0,25 m. Przy pomiarach odległości 2

punktów od siebie dokładność wymagana przy robotach geologiczno-poszukiwawczych wynosi 3-5 m, przy robotach górniczych wstępnych 1 m, a przy robotach górniczych szczegółowych 0,5 m.

c) Rodzaje wyrobisk górniczych, stosowanych przy poszukiwaniach złóż pokładowych i żylnych.

Górnice roboty poszukiwawcze za złożami pokładowymi i żylnymi polegają na prowadzeniu:

- a) rowów poszukiwawczych,
- b) szybików poszukiwawczych,
- c) szybików z przeczniami,
- d) sztolni poszukiwawczych,
- e) wierceń płytkich i głębokich,
- f) wyrobisk górniczych w połączeniu z otworami wiertniczymi,
- g) kombinacji zespołów wyrobisk wymienionych.

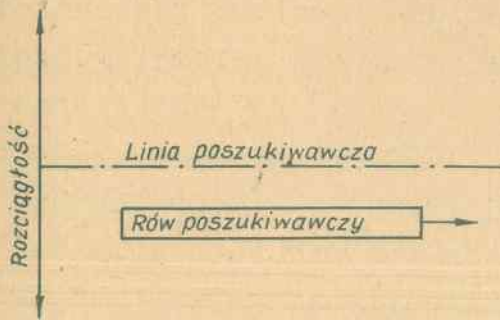
C. Wykonanie wyrobisk górniczych poszukiwawczych =====

1. Rowy poszukiwawcze

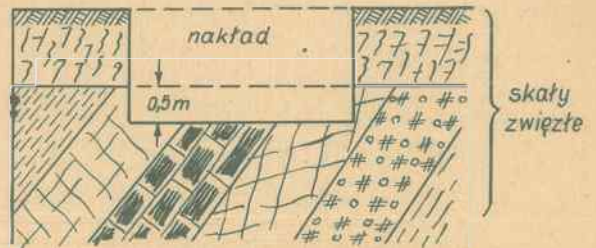
Rów poszukiwawczy jest to wyrobisko górnicze, odkryte, mające znaczną długość przy stosunkowo niewielkich wymiarach przekroju poprzecznego i niewielkiej głębokości.

Rowy poszukiwawcze stosuje się przy poszukiwaniach złóż kopaliny użytecznej wówczas, gdy złoża pokryte jest warstwą nadkładu, nieprzekraczającą 4 m, a upad warstw jest stromy.

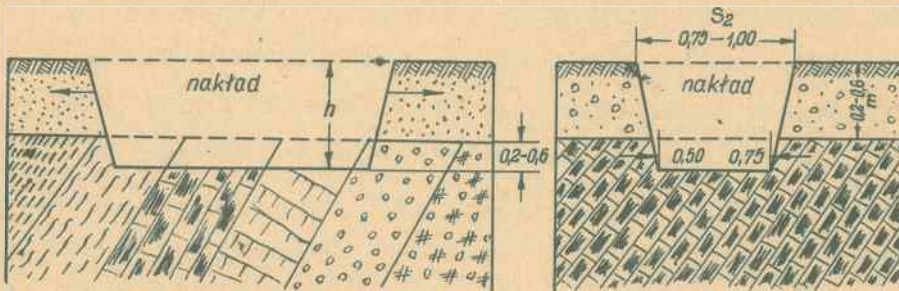
Rowy poszukiwawcze kopie się wzdłuż linii poszukiwawczej (rys.38) tak głęboko, by nie tylko przecinały całą grubość nadkładu, ale były jeszcze wgłębione niżej 0,2 - 0,6 m w skały badane (rys.39). Im stromiej zalegają badane warstwy, tym większa ich ilość będzie odsłonięta rowem tej samej długości (rys.40). Ze względów więc ekonomicznych rowy nadają się do poszukiwań pokładów stromych i przy cienkim nadkładzie skał płonnych.



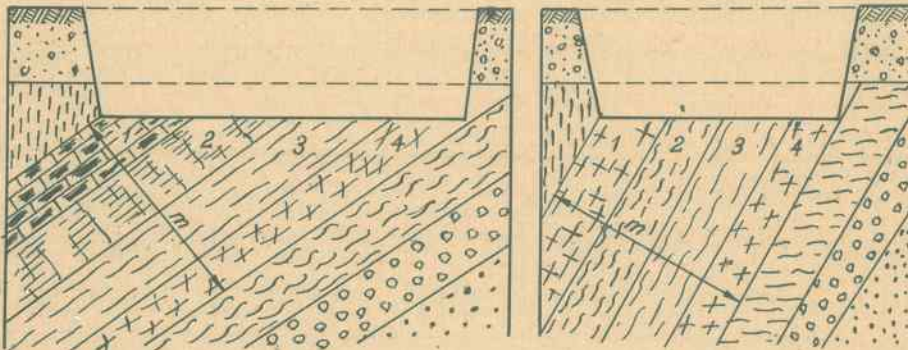
Rys.38. Rów poszukiwawczy



Rys.41. Rów w skałach zwięzłych



Rys.39. Przekrój rowu poszukiwawczego
a - podłużny b - poprzeczny



Rys.40. Długość rowu w zależności
od nachylenia warstw

Wymiary rowu poszukiwawczego daje się w następujących granicach (rys.39).

Szerokość rowu w dolnej części (S_1)	- 0,50 - 0,75 m
" " " górnej " (S_2)	- 0,75 - 1,00 m
głębokość rowu (h)	- 2 - 4,0 m

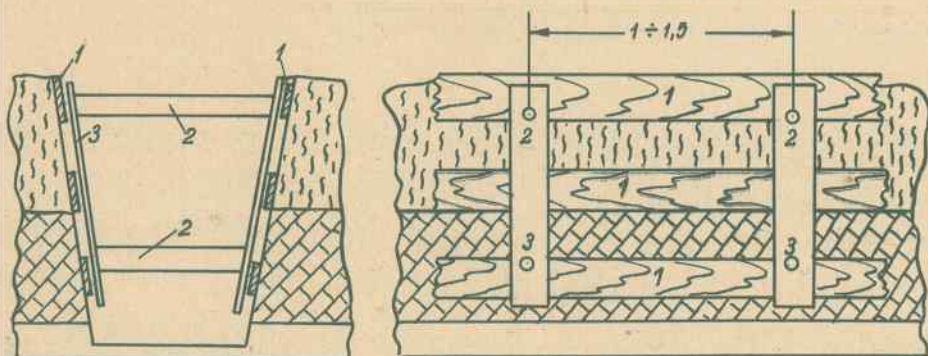
Szerokość rowu w górnej części zależna jest od głębokości rowu i im rów jest głębszy, tym powinien być szerszy. Rodzaj i zwięzłość skał w nadkładzie również wpływa na wymiar szerokości. Jeśli nadkład składa się z iłów lub glin, szerokość rowu przyjmuje się w podanych wyżej granicach, przy skałach zaś sypkich, luźnych lub nawodnionych wymiary rowu wyznacza się większe. W skałach zwięzłych prowadzi się zwykle rowy o ścianach pionowych (rys.41).

Głębokość rowu powinna być równą sumie grubości nadkładu i wielkości pogłębienia rowu w skałach badanych (ok.0,5 m). Przez pogłębienie rowu uzyskuje się możliwość prześledzenia warstw skalnych w całości zdrowej. Na kontakcie bowiem nadkładu i wychodni skał badanych występuje zazwyczaj strefa zwietrzała, w której skały i minerały mogły ulegać zmianom fizykochemicznym, branie więc prób i badanie nie odzwierciedliłoby jakości ich w głębszych partiach, zgodnie ze stanem faktycznym.

Zabezpieczenie ścian rowów przed obsypywaniem się.

W skałach zwięzłych ściany boczne rowu utrzymywać się mogą bez specjalnego zabezpieczenia, natomiast w skałach luźnych, sypkich, nawodnionych zabezpieczenie ścian jest konieczne i wykonuje się je za pomocą desek poprzeczek i rozpór (rys. 42).

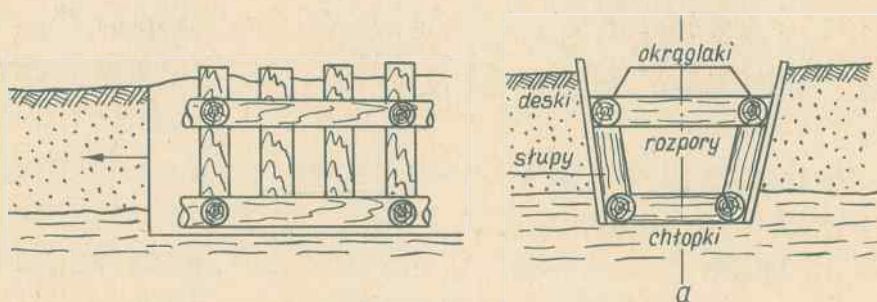
Płytkie rowy (do 2 m głębokości) zabezpiecza się deskami grubości 25 - 30 mm, układanymi wzdłuż ścian (rys.42) i rozpartymi rozporami poziomymi. W miejscu założenia rozpór poprzeczne podkładki, (poprzeczki) dociskają deski do ścian rowu. Odległość rozpór wynosi 1 - 1,5 m, a odległość wzajemna desek zależna jest od zwięzłości skał w ścianach rowu.



Rys.42. Obudowa rowów płytkich

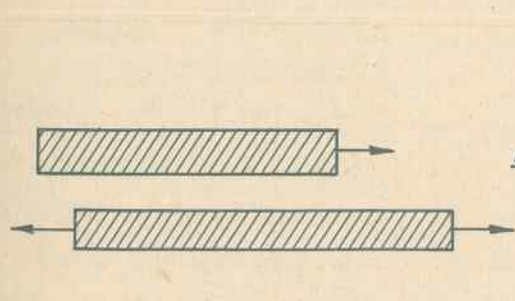
1 - deski, 2 - okrągłaki (rozpory) 3 - poprzeczki

Głębokie rowy (do 4 m głębokości i więcej) zabezpiecza się w sposób pokazany na rysunku 43. Deski zabezpieczające boki rowu ustawiane są prostopadłe do osi rowu i przyciśnięte okrągłakami ułożonymi wzdłuż ścian rowu, a następnie rozpartymi rozporami poziomymi. Przed obsunięciem się okrągłaków zabezpieczają słupy umieszczone między nimi i krótkie rozpory spoczywające na dnie rowu. Dla usztywnienia szkieletu obudowy rowu wzmacnia się łączenia belek klamrami żelaznymi. Należyty docisk desek do ścian rowu zapewniają kliny wbijane między deski i okrągłaki. Obudowa rowu ma charakter tymczasowy i przy likwidacji rowu jest usuwana.

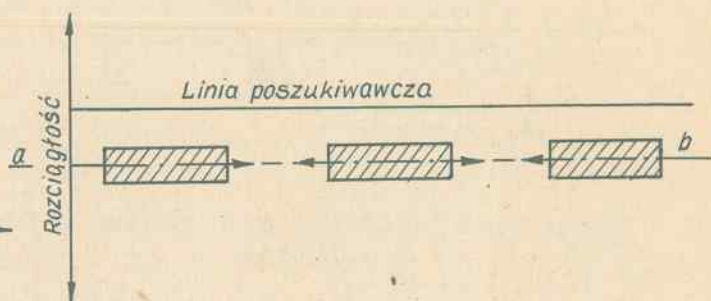


Rys.43. Obudowa rowów głębokich

Kopanie rowu rozpocząć można w jednym punkcie i prowadzi się je w jedną lub dwie strony (rys.44). Przy dużych długościach rowu i dostatecznej ilości robotników można wykonywać je równocześnie odcinkami (rys.45) długości 2-6 m baczając, by osie poszczególnych odcinków pokrywały się, z wytyczoną uprzednio osią rowu. Wykonywanie rowu odcinkami skraca czas wykonania, przyspiesza termin zbadania złoża.

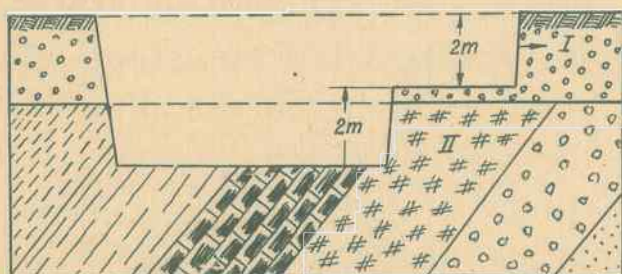


Rys.44. Prowadzenie jedno- i dwukierunkowe rowów

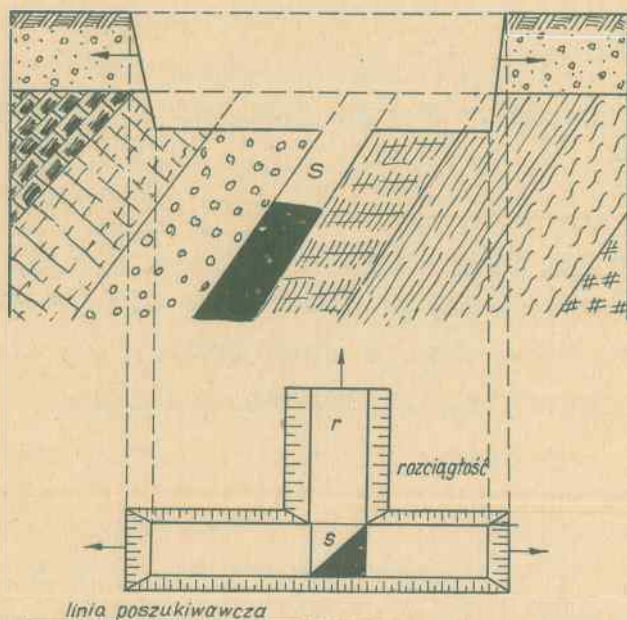


Rys.45. Prowadzenie rowów odcinkami

W czasie kopania rowu materiał wybierany z rowu należy umieszczać na powierzchni w pewnym oddaleniu od krawędzi rowu, aby wyrzucany materiał nie mógł staczać się z powrotem do rowu. Wysokość, na jaką można wyrzucać łopatą urobek z rowu, nie przekracza 2 m. W razie większej głębokości rowu kopanie jego prowadzić można dwustopniowo (rys.46) przy czym wysokość stopnia nie przekracza 2 m. Urobek z dna rowu wyrzuca się na stopień a stąd dalej na powierzchnię.



Rys.46. Dwustopniowe prowadzenie rowu

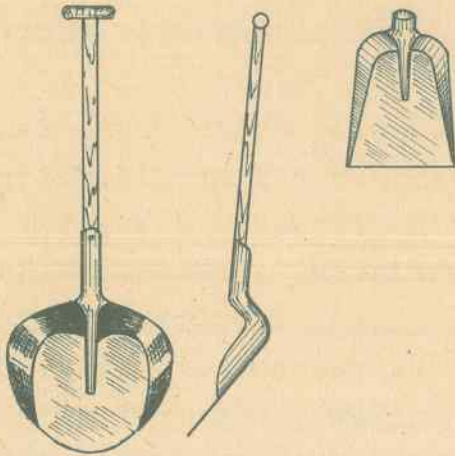


Rys.47. Pogłębianie szybika w pokładzie

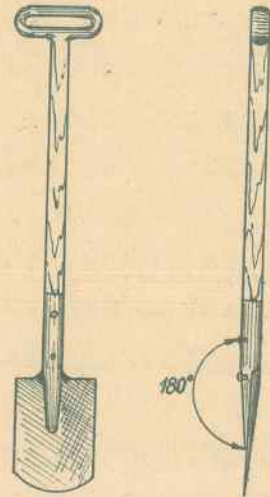
miękkich, a drugi spiczasto do skał kruchych, zwięzłych. W skałach twardych i b.twardych zachodzić może konieczność

W miejscu, gdzie rów odsłoni pokład kopaliny użytecznej, pogłębia się szybik (S) w tym pokładzie (rys.47), jak również wykonuje się rów (r) w kierunku rozciągłości dla zbadań i pobierania prób kopaliny użytecznej.

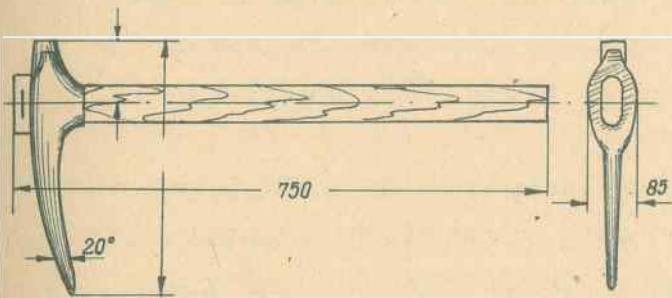
Narzędzia potrzebne do wykonania rowu zależne są od rodzaju urabianych skał. Gdy skały, w których rów jest prowadzony, są luźne, sypkie - wystarczy łopata (rys.48), w skałach miękkich - rydel (rys.49) i kilof (rys.50) lub oskard (rys.51). Oskard ma jeden koniec zakończony płasko do skał



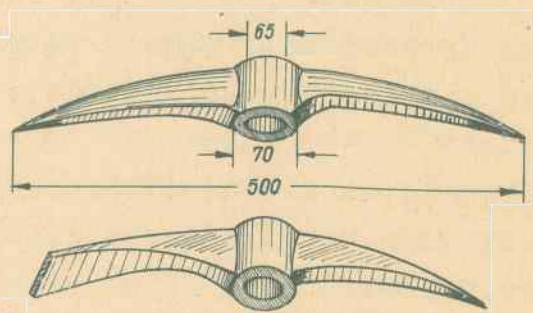
Rys. 48. Łopata górnioza



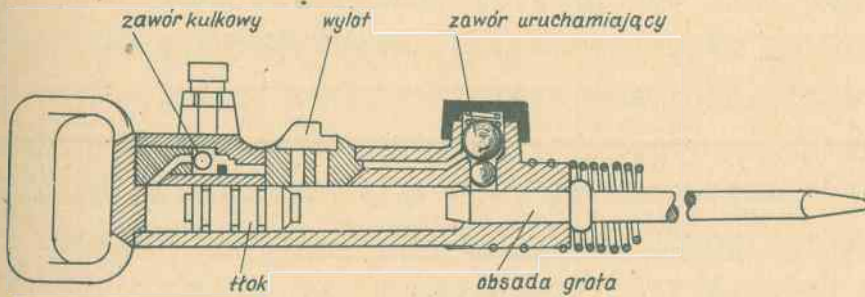
Rys. 49. Rydel



Rys. 50. Kilof



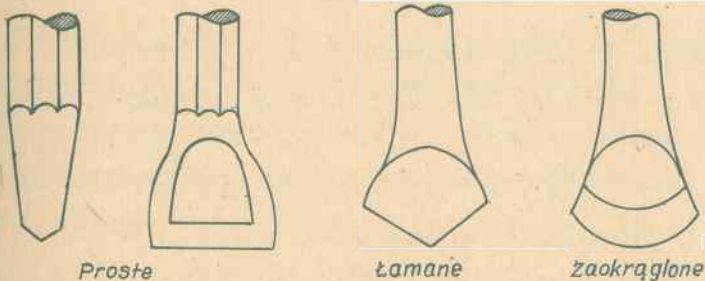
Rys. 51. Oskard



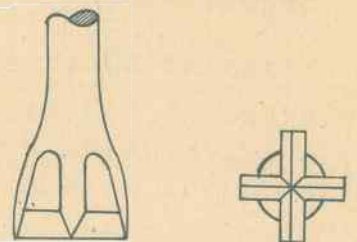
Rys. 52. Młotek mechaniczny



Rys. 53. Łopata mechaniczna



Rys. 54. Ostrza dłut



Rys. 55. Krzyżowe ostrza dłut

stosowania materiałów wybuchowych do ich urabiania. Otwory strzałowe, dla umieszczenia w nich małych ładunków materiału wybuchowego, wierci się ręcznie lub mechanicznie. Z narzędzi i maszyn do mechanicznego urabiania, które można zastosować, jeśli mamy do dyspozycji sprężarkę wymienić należy młotek mechaniczny, którego schemat przedstawia rys.52. W cylindrze porusza się pod wpływem powietrza sprężonego (do 6 at) tłok, który uderza w grot. Grot pod wpływem uderzenia wciska się w skałę, powodując kruszenie się skały. Oprócz młotka mechanicznego stosowanego do urabiania skał zwiezłych, kruchych ale niezbyt twardych używa się do urabiania skał miękkich tzw. łopat mechanicznych. Łopata mechaniczna (rys. 53) zbudowana jest na tej samej zasadzie działania co młotek mechaniczny, tylko z tą różnicą, że zamiast grota elementem urabiającym bezpośrednio miękką skałę jest nasadzona łopata.

Jeśli ma się użyć materiałów wybuchowych do urabiania w skałach twardych zachodzi potrzeba ręcznego lub mechanicznego wiercenia otworów strzałowych. Ręczne wiercenie otworów strzałowych odbywa się za pomocą dłuta wbijanego perlikiem. Ostrze dłuta może być proste, łamane lub zaokrąglone (rys.54). W skałach szczelinowatych, gdzie dłuto proste może zaklinowywać się, używa się dłuć o ostrzu podwójnym lub krzyżowym (rys.55). Średnica otworów strzałowych 25 - 40 mm, a głębokość 0,8 - 1,5 m.

Wydaźność pracy przy kopaniu rowów poszukiwawczych. Wydaźność pracy robotnika pracującego łopatą wynosi na godzinę przy:

piasku	- 0,3 - 1,5 m ³	- średnio 0,9 m ³ /godz.
glinie	- 0,15 - 0,4 m ³	- " 0,27 m ³ /godz.
żwirze	- 0,20 - 1,0 m ³	- " 0,60 m ³ /godz.

Normalna wysokość ładowania łopatą wynosi 1,0 m. Przy zwiększaniu się tej wysokości wydaźność obniża się i tak przy wysokości ładowania:

1,30 m	- o 8 - 10 %
1,50 m - 1,60 m	o 20 - 30 %

Wydażność robotnika pracującego kilofem przy urabianiu skał kruchych zwięzłych wynosi na zmianę:

$$1,25 - 3 \text{ m}^3 \quad - \text{średnio } 2,12 \text{ m}^3$$

Przy zastosowaniu łopat mechanicznych wydażność wynosi: $6,0 \text{ m}^3/\text{zm}$ a młotków mechanicznych zależnie od twardości skały $3 - 1 \text{ m}^3/\text{zm}$.

Wydażność robotnika przy wierceniu ręcznym otworów strzałowych $0,7 - 1,75 \text{ mb}/\text{zm}$ - średnio $1,22 \text{ m}/\text{zm}$.

Jeżeli nie ma norm pracy, wprowadzenie ich musi poprzedzić chronometraż poszczególnych prac czy czynności elementarnych i oznaczenie czasu jednostkowego potrzebnego na wykonanie ich w robotniko-godzinach.

Odwadnianie rowu. Jeżeli przypływ wody w rowie jest znaczny, to w odwadnianiu należy go tak przedłużyć (o ile to jest możliwe), aby woda mogła odpływać samoczynnie. W tym celu nadaje się nachylenie $3 - 5 \text{ mm}$ na 1 mb rowu. Jeżeli samoczynne odprowadzenie wody jest niemożliwe, należy co pewien odcinek robić zagłębienia (studzienki) dla zbierania się wody i stąd ją wybierać wiadrami bądź pompkami ręcznymi lub mechanicznymi.

Rowy poszukiwawcze mogą służyć do poszukiwania złóż żylnych. Ze względu na większą zmienność żył, rowy poszukiwawcze prowadzi się odcinkami długości $20 - 100 \text{ m}$. Poszczególne odcinki rowu przesunięte są od wytoczanej osi rowu w bok, tworząc w ten sposób dwa lub trzy rzędy odcinków rowu, jak wskazuje rysunek 56. Odległość między rzędami wynosi $50 - 100 \text{ m}$.

Dziennik robót poszukiwawczych. Wykonywanie robót poszukiwawczych górniczych wymaga prowadzenia dziennika robót, w którym codziennie odnotowuje się: rodzaj skał odsłoniętych, grubość warstw, ilość wykonanych robót, ich przebieg i wyniki, wielkość przepływu wody itp. Każdy szczegół, który może mieć znaczenie dla oceny warunków złoża powinien być zaznaczony w dzienniku z podaniem lokalizacji jego i innych cech.

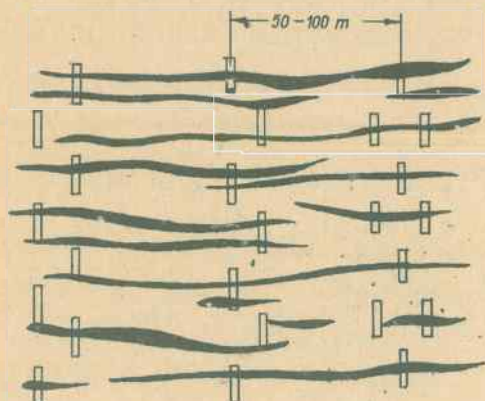
Do dziennika dołączone być powinny odrębne szkice i wymiary wyrobisk górniczych, mapki terenu i profile pionowe z oznaczeniem warstw przebadanych. Na mapkach czy szkicach powinny być oznaczone miejsca pobrania prób i ich numery.

Zabezpieczenie przed nieszczęśliwymi wypadkami. Wykonywanie rowów poszukiwawczych w terenie powinno odbywać się zgodnie z odnoszącymi się do bezpieczeństwa pracy przepisami górnictwa. Dotyczy to obudowy ścian rowu, rozmieszczenia robotników przy odcinkowym kopaniu rowu, by nie doszło do wypadku przez uderzenie kilofem lub łopatą. Do zabezpieczenia przed wpadnięciem do rowu ludzi lub zwierząt, przechodzących przez teren przekopany, konieczne jest ogrodzenie z palików i przeciągniętego między palikami drutu na wysokości 1 - 1,5 m, by człowiek nieświadomie lub w ciemności nie mógł wpaść do rowu. Należy ponadto wywiesić tablicę z odpowiednim ostrzeżeniem i zakazem wstępu na teren robót górniczych. Rów, który spełnił już swe zadanie, powinien być zasypyany i teren wyrównany.

Zgłoszenie robót górniczych do władz górniczych. Wszelkie roboty górnicze, jakie mają być wykonane należy uprzednio zgłosić we właściwym dla danego terenu urzędzie górnictwa do zatwierdzenia. Obowiązek ten wynika z prawa górnictwa.

Zaopatrzenie w materiały drewniane i inne przy robotach poszukiwawczych. Jeżeli zachodzi potrzeba obudowy rowów, wówczas z terenów zalesionych można pobrać drewno, w porozumieniu i za zgodą właściwych komórek, którym podlega gospodarka leśna.

Charakterystyka wyników badań przy poszukiwaniach złóż za pomocą rowów poszukiwawczych. Rowy poszukiwawcze należą do najprostszych pod względem wykonania wyrobisk górniczych ot-



Rys. 56. Rowy poszukiwawcze złóż żylnych

wartych. Nie wymagają specjalnie wykwalifikowanych robotników i są na ogół najtańsze. Zbadanie złoża za pomocą rowów nie zawsze jednak wystarcza. Jeśli poszukujemy kopalin użytecznej, o której wiemy z literatury naukowej, że w złożach jej występować mogą zjawiska krasowe, wówczas same rowy nie wystarczają do oceny złoża (np. złoża wapienia).

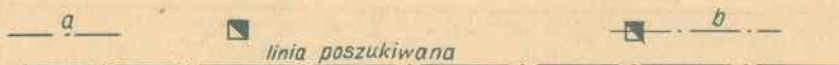
W złożach takich występują często zjawiska krasowe, które polegają na tym, że przez szczeliny, prowadzące z powierzchni ziemi w głąb pustych przestrzeni przedostaje się materiał płonny w postaci glin, ilów. Dla oceny przemysłowości złoża komory krasowe wypełnione skalą płonną mogą mieć znaczenie ze względu na obliczenie zasobów i stopień zanieczyszczenia złoża. W razie napotkania szczeliny typu krasowego należy przebadać złożę w głąb za pomocą innych wyrobisk i wierceń.

2. Szybiki poszukiwawcze

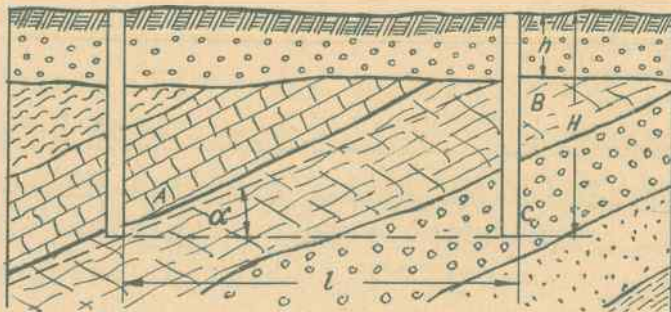
Szybik poszukiwawczy jest to wyrobisko górnicze pionowe, niewielkiej głębokości mające bezpośrednie ujęcie na powierzchni ziemi i wykonywane przy poszukiwaniach złóż kopalin użytecznych. Gdy grubość nakładu przekracza 4 m, a kąt nachylenia pokładów jest niewielki, prowadzi się poszukiwania złóż kopalin użytecznych za pomocą szybików poszukiwawczych.



Rys.57. Szybiki poszukiwawcze



Rys.58a. Usytuowanie boków szybika do linii poszukiwawczej



Rys.58b. Odległość między szybikami
Przekrój a-b

W przekroju poziomym szybiki poszukiwawcze mają zwykle kształt prostokąta, rzadziej kwadratu, a w skałach mocnych, zwięzłych, kształt kołowy. Głębokość szybików poszukiwawczych dochodzi do 25 m, a może być w niektórych wypadkach większa, sięgając do 40 m. Wymiary szybików prostokątnych wahają się w granicach (0,8 - 1,0) x (1,5 - 1,8 m). Szybiki okrągłe mają średnicę 1 - 1,5 m. Dłuższy bok szybika prostokątnego zakłada się prostopadle do rozciągłości pokładów, czyli równoległe do linii poszukiwawczej (rys.58a). Szybiki są kosztowniejszymi wyrobiskami górniozowymi niż rowy. Ilość ich wobec tego powinna być niewielka, byleby tylko wystarczająca, do napotkania wszystkich pokładów. Żaden pokład nie może być pominięty wyrobiskami górniozowymi zakładanymi wzdłuż linii poszukiwawczej. Aby zasada ta była zachowana, odległość między szybikami poszukiwawczymi wzdłuż linii poszukiwawczej powinna być taka, by każdy następny szybik przecinał w górnej swej części (pod nadkładem) warstwy osiągnięte poprzednim szybikiem w jego dolnej części (rys.57). W ten sposób uchwycone zostaną wszystkie warstwy, co ważne jest dla wykreślenia profilu geologicznego przez badany teren.

Znając (rys.58b) grubość nadkładu (h), głębokość prowadzonych szybików (H), kąt nachylenia (α), można wyznaczyć odległość szybików wzdłuż linii poszukiwawczej, gdyż

$$\frac{H-h}{l} = \operatorname{tg} \alpha \quad , \text{ a stąd } l = \frac{H-h}{\operatorname{tg} \alpha}$$

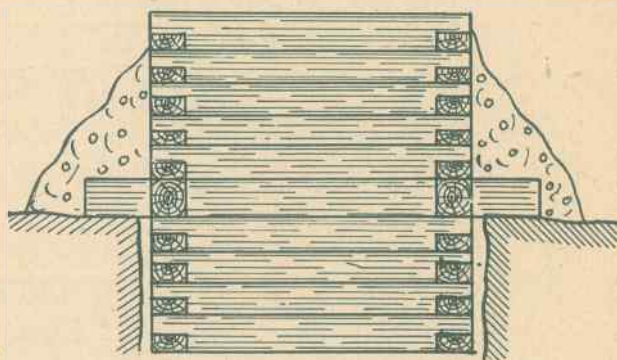
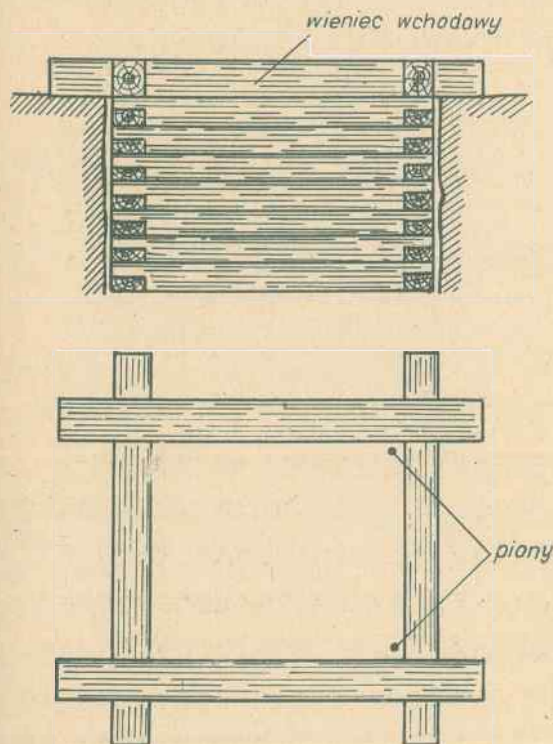
Ilość szybików w terenie przy pewnej stałej długości linii poszukiwawczej będzie tym większa, im odległość między szybikami (l) będzie mniejsza i odwrotnie. Odległość zaś l zależy od grubości nadkładu (głębokość $H = \text{const}$) i w miarę wzrostu tej grubości maleje ($\alpha = \text{const}$) wartość l . Im mniejszy kąt upadu, tym większa odległość (l) między szybikami.

Wynika z powyższego, że poszukiwania za pomocą szybików nadają się przy małym upadzie pokładów i małej grubości nadkładu. Szybiki poszukiwawcze można zakładać kolejno, jeden za drugim, regulując odległość każdego następnego, stosownie do stwierdzonych zmian upadu. W wypadku pilności robót i dla skrócenia czasu badań można zgłębiać jednocześnie kil-

ka głównych szybików, rozmieszczając je w odległościach 100 - 200 m. Między głównymi szybikami zgłębia się następnie taką ilość szybików pośrednich wzdłuż linii poszukiwawczej, aby zasada niepominięcia żadnego pokładu była zachowana.

Przy wyborze miejsca na założenie szybika należy zwrócić uwagę, by miejsce to nie było zagłębieniem terenu, wskutek czego w czasie deszczu szybik mógłby ulegać zatopieniu. Wokół ujścia szybika na powierzchni należy zrobić nasyp zabezpieczający szybik przed wtargnięciem wód powierzchniowych.

W miejscu wyznaczonym na zgłębianie szybika układa się tzw. wieniec wchodowy z bali lub klocków o wymiarach w świetle równych przekrojowi szybika. Wieniec wchodowy (rys.59) służy do sprawdzania pionu boków szybika.



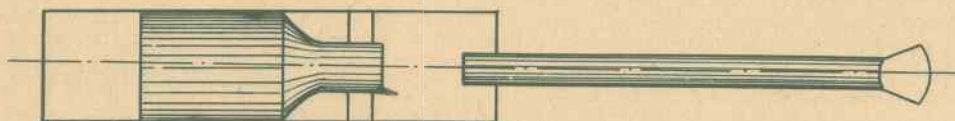
Rys.60. Nasyp zabezpieczający szybik przed wodami deszczowymi

Rys.59. Wieniec wchodowy

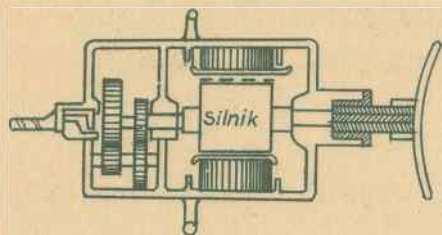
Czasami nad wieńcem wchodowym ustawia się kilka wieńców normalnych (rys.60). Zadaniem nasypu jest unieruchomienie wieńca wchodowego i zabezpieczenie szybika przed dopływem wód deszczowych, a ponadto ułatwienie odrzucania urobku wyciągniętego z szybika.

Zgłębianie szybika poszukiwawczego polega na urabianiu na dnie jego skał w granicach wyznaczonych wymiarów i wydobywaniu urobku na powierzchnię.

Urabianie prowadzi się w skałach sypkich i miękkich za pomocą łopaty, kiloła, rydła; w skałach zwięźlejszych może być urabianie klinowe lub - jeśli jest do dyspozycji energia powietrza sprężonego (sprężarki przewoźne) - za pomocą młotka mechanicznego lub łopaty mechanicznej. Do urabiania skał twardych używa się materiałów wybuchowych. Zastosowanie materiałów wybuchowych wymaga zezwolenia władz górniczych na nabywanie, transport, przechowywanie i używanie materiałów wybuchowych do robót górniczych. Ponadto osoby, które mają do czynienia z materiałami wybuchowymi, muszą być zatwierdzone przez władze górnicze. Zastosowanie materiałów wybuchowych wymaga wykwalifikowanych robotników.



Rys.61. Młotek wiertniczy



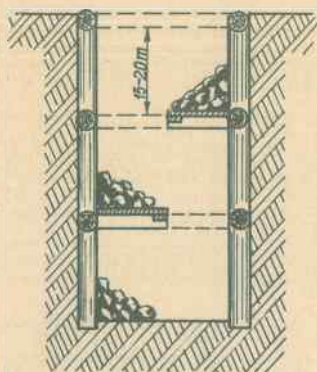
Rys.62a. Wiertarka elektryczna

Do ręcznego wiercenia otworów strzelniczych używa się dłuta i perlika, a do wiercenia mechanicznego młotka wiertniczego (rys.61) wiertarki (rys.62a) elektrycznej lub tłokowej (rys.62b). Urobioną na dnie szybika skałę wyrzuca się przy głębokości 2 - 3 m łopatą na powierzchnię. Przy większych głę-



Rys.62b. Wiertarka tłokowa

bokościach (4 - 8 m) urobek można jeszcze podawać z dna szybika na pomosty rozmieszczone w nim co 1,5 - 2 m (rys.63). Sposób ten jednak jest mało wydajny i dlatego, gdy pomostów



Rys.63. Pomosty w szybiku

jest więcej niż trzy, korzystniejsze jest wyciąganie urobku w wiadrach lub kubłach za pomocą kołowrotów ręcznych (rys.64). Pojemność wiadra czy kubła wynosi 0,02 - 0,03 m³. Kołowrot ręczny składa się z wału drewnianego o średnicy 250 - 270 mm, w którego końcach jest wbite żelazo i zgięte następnie w korby. Wał wsparty jest na silnej ramie, zbudowanej nad szybikiem. Na wale nawinięta jest lina konopna o średnicy 20 - 40 mm, o końcu zaopatrzonym w hak, na

którym zawiesza się wiadro czy kubeł. Pojemność kubła 50-130 kg, a ciężar własny 10 - 25 kg. Prędkość wyciągania kubłów lub wiader w szybiku nie przekracza 1 m/sek.

Kołowrot ręczny stosuje się w szybikach o głębokości od 8 do 30 m. Powyżej tej głębokości należy stosować kołowrot kieratowy, względnie mechaniczny.

Orientacyjne normy urabiania na 1 robotnika na zmianę w szybikach poszukiwawczych i przy głębokości 5 - 10 m wynoszą:

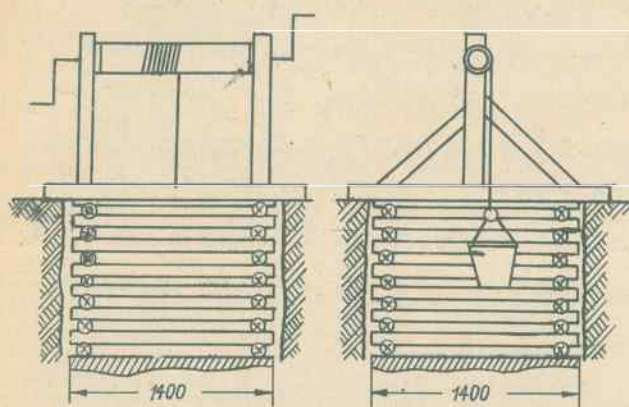
przy urabianiu kilofem - 2,5 - 6 m³/zm

przy ręcznym wierceniu i stosowaniu materiałów wybuchowych - 0,5 - 1 m³/zm

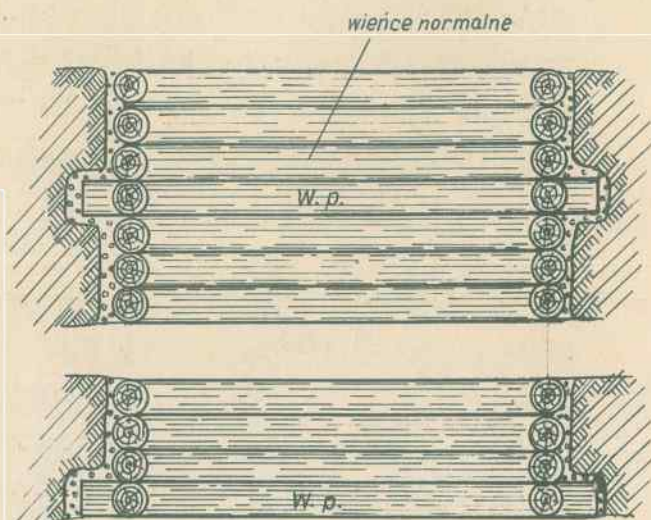
Wydajność ręcznego kopania szybika zależy od kategorii skał 3 - 8 m³/zmianę.

Obudowa szybika. W zależności od charakteru skał, w jakich szybik jest głębiony może on nie mieć obudowy, np. w piaskowcach, wapieniach, skałach magmowych itp. Ściany szybika nie wymagają wówczas specjalnego zabezpieczenia przed obrywaniem się kawałków skały, czy też obsypywaniem się.

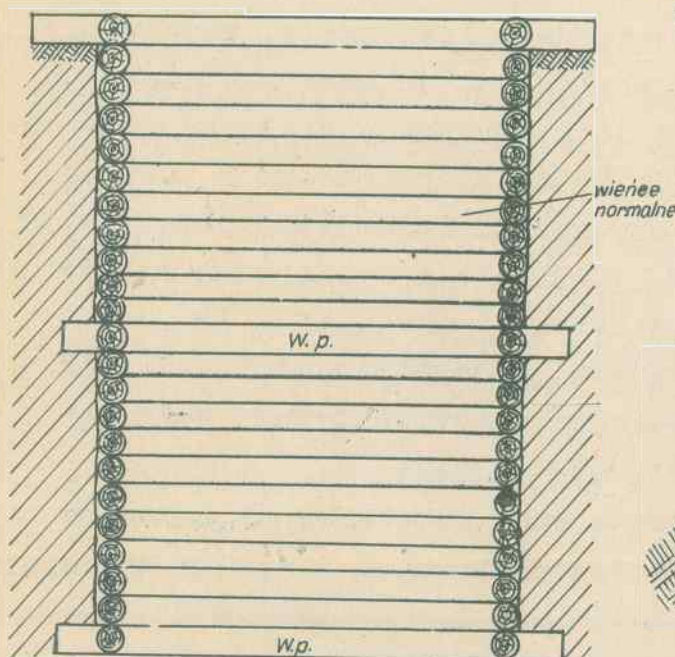
W skałach luźnych, sypkich, miękkich, plastycznych i zwężalnych ale kruchych obudowa ścian szybika jest konieczna ze względu na bezpieczeństwo pracy górników i dla ochrony przed



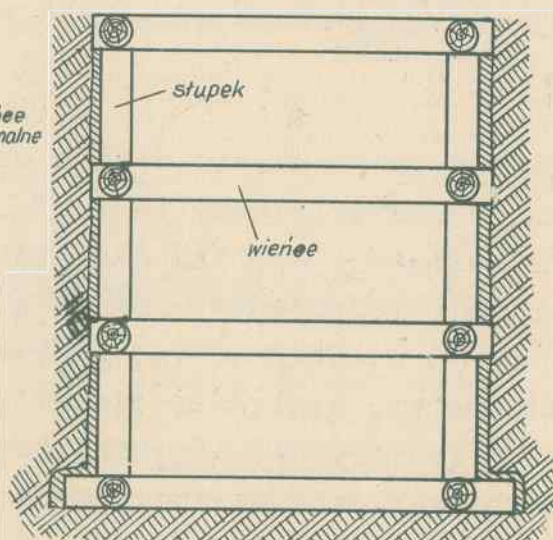
Rys. 64. Kołowrót ręczny i wieńce obudowy



Rys. 65. Wieńce podstawowe w szybiku (W.p)



Rys. 66. Obudowa pełnodrzewna szybika



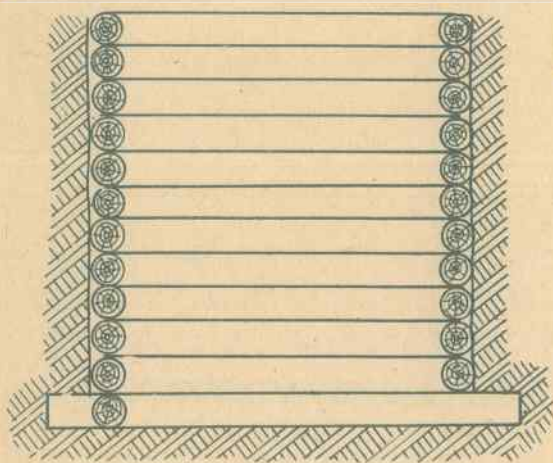
Rys. 67. Obudowa wieńcowa na słupach

zasypaniem szybika. Obudowę szybika wykonuje się zazwyczaj z drewna. Składa się ona z tzw. wieńców obudowy (rys. 64). Wieniec obudowy składa się z 4 belek drewnianych, zwanych cembrowinami, wciętych na stykach i tworzących ramę. Występujące końce belek przy wieńcach tzw. podstawowych (rys. 65), służą do umieszczenia ich w gniazdkach ścian szybika.

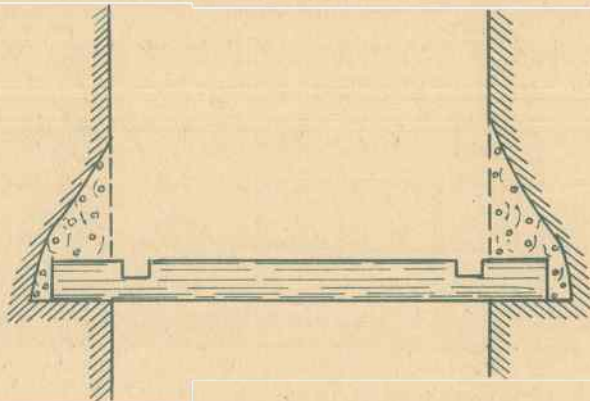
Odległość wzajemna wieńców od siebie zależy jest od wielkości skał i im one są słabsze tym odległość zmniejsza się,

a gdy są luźne, nawodnione, może dochodzić nawet do bezpośredniego umieszczenia wieńca jeden nad drugim (obudowa pełnodrzewna) (rys.66). W skałach mocniejszych stosuje się obudowę wieńcową na słupkach. Odległość wieńców 0,5 - 2 m (rys. 67). Między wieńcami są umieszczone słupki podtrzymujące je. Jeśli szybik zgłębiany jest w skałach zwięzłych (piaskowce, łupki itp), w których ściany szybika nie obsypują się, to obudowę wykonuje się po zgłębieniu kilku metrów, zakładając wieńce z dołu do góry. Gdy skały są luźne (piaski, żwiry), wtedy szybik należy obudowywać równocześnie ze zgłębieniem i wykonywanie obudowy szybika następuje wówczas z góry na dół.

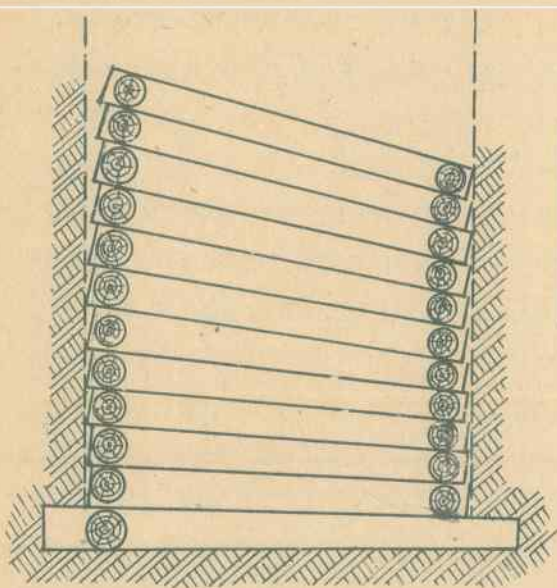
Obudowa szybika wykonywana z dołu do góry. Długość odcinka szybika, przebijanego bez obudowy zależy od charakteru skał i waha się od 4 - 10 m. Po zgłębieniu odcinka szybika ustawia się w odległości około 1 m od dna szybika wieńiec podstawowy (rys.71), który ma stanowić oparcie dla obudowy znajdującej się nad nim i dlatego powinien być założony w skałach dostatecznie wytrzymałych. Obudowa szybika może być słupkowa lub pełnodrzewna. Ta ostatnia polega na układaniu, poczynawszy od wieńca podstawowego wieńców normalnych, bezpośrednio jeden nad drugim. Jeżeli wieńce wykonane są z okrągłaków (rys.72), należy belki w sąsiednich wieńcach układać na przemian grubszym i cieńszym końcem, tak by wieńce leżały poziomo (rys.68). W przeciwnym bowiem wypadku obudowa ulegnie skrzywieniu (rys.69). Pewną trudność stanowi założenie ostatniego wieńca pomiędzy górnym wieńcem podstawowym a wieńcem normalnym. Przede wszystkim należy dobrać grubość cembrzyn, tak aby wypełniły one całkowicie wolną przestrzeń. Następnie układa się 3 cembrzyny. Czwartą zacina się klinowo na jednym końcu (rys.70) i wprowadza na swoje miejsce wzdłuż szczeliny między wieńcami przez pobijanie młotem. Pustkę powstałą na skutek zacięcia cembrzyny wypełnia się klinem. Dla usztywnienia obudowy szybika i uzyskania lepszej współpracy wieńców, wbija się między wieńce kliny, które je rozpierają. Należy podkreślić, że w czasie układania wieńców pustka powstała między ścianami szybika a obudową



Rys. 68. Układanie belek wieńcowych



Rys. 71. Zabudowa wieńca podstawowego



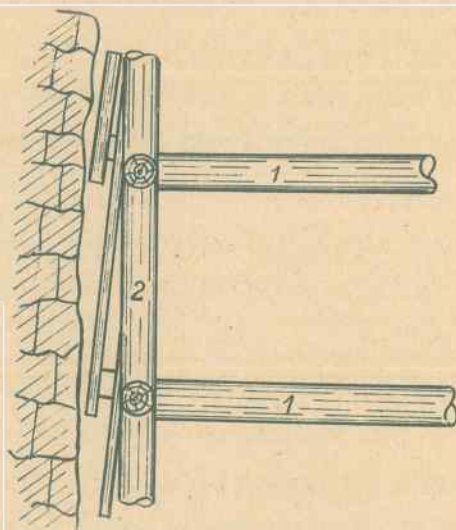
Rys. 69. Skrzywienie obudowy szybu



Rys. 70. Zacięcie cembrzyny na końcu



Rys. 72. Połączenie belek wieńca normalnego (z okrągłaków)



Rys. 73. Obudowa słupkowa
1. wieńiec
2. słupek

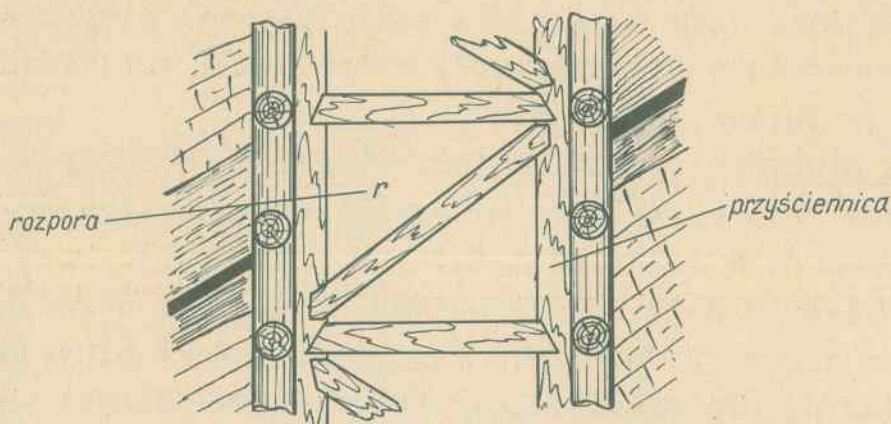
powinna być dokładnie wypełniona skałą płonną. Nieprzestrzeżenie tego powoduje pękanie skał, a tym samym zwiększenie ciśnienia na obudowę szybika.

Obudowa słupkowa stosowana jest w skałach związanych nie wymagających zbyt szczelnego zabezpieczenia. Polega ona na ułożeniu wieńców w odległości 0,5 - 2 m (rys.67). Przy wykonywaniu obudowy z dołu do góry pierwszy wieniec normalny spoczywa na wieńcu podstawowym następnie zaś na słupkach, których długość odpowiada odległości wieńców. Słupki ustawia się w narożach szybika, a czasami również na dłuższej cembrzynie. Średnica słupków jest mniejsza od średnicy cembrzyn o 2-3 cm.

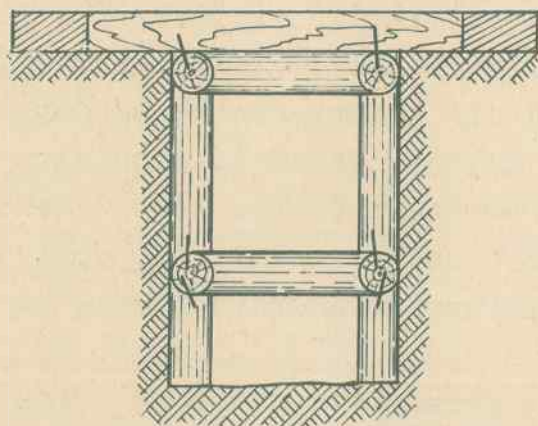
Dla zabezpieczenia ścian szybika w skałach luźnych, sypkich przed obsypywaniem zakłada się szczelnie okładziny (rys. 73), na które używa się desek grubości 2,5 - 4 cm. Długość okładzin powinna być większa od odległości wieńców, aby okładziny mogły na siebie wzajemnie zachodzić. Dla unieruchomienia okładzin wbija się pomiędzy nie kliny. Pustkę między okładzinami a ścianami szybika należy dokładnie wypełnić kamieniem. Wypełnienie pustki kawałkami drewna jest niewłaściwe, gdyż drewno gnije po pewnym czasie, skała traci oparcie, na skutek czego pęka, wywierając nacisk nierównomierny na obudowę szybika.

Celem zabezpieczenia obudowy przed skręceniem na skutek pionowego przesuwania się skał, wzmacnia się ją przyściennikami i rozporami (rys.74).

Obudowa szybika z góry na dół. Przy tym sposobie prowadzenia obudowy szybika szczególną uwagę należy zwrócić na ułożenie wieńca wchodowego, na który podwieszane będą wieńce normalne. Wieniec wchodowy sporządza się z okrągłaków 25 - 30 cm. Dla równomiernego rozłożenia obciążenia na podłoże, końce wieńce układa się na podsypce ze żwiru lub gruboziarnistego piasku, czasami na kamieniach. Obudowa szybika może być pełnodrzewna lub słupkowa. Po zgłębieniu odcinka szybika, równego odległości wieńców, zakłada się wieniec normalny, a następnie słupki i za pomocą żelaznych klamer łączy się go z wieńcem



Rys.74. Zastrzały w szybiku



Rys.75. Połączenie wieńców normalnych z wchodowym

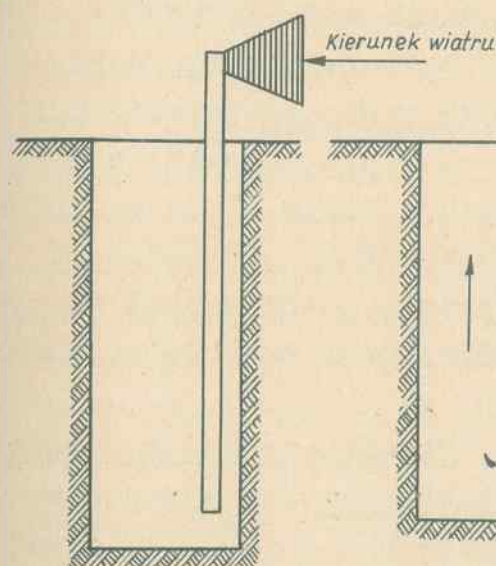
wchodowym (rys.75). Następnie zakłada się okładziny i starannie oklinowuje. W dalszym ciągu głębienia cykl robót powtarza się. Dla zmniejszenia obciążenia wieńca wchodowego, w pewnych odstępach wynoszących 10 - 20 m, zależnych od charakteru skał, zakłada się wieńce podstawowy. W czasie zgłębiania odcinka szybika pomiędzy dwoma wieńcami zawieszoną obudowę podbija się krótkimi tymczasowymi

słupkami, ustawionymi w narożach i pośrodku dłuższego boku szybika.

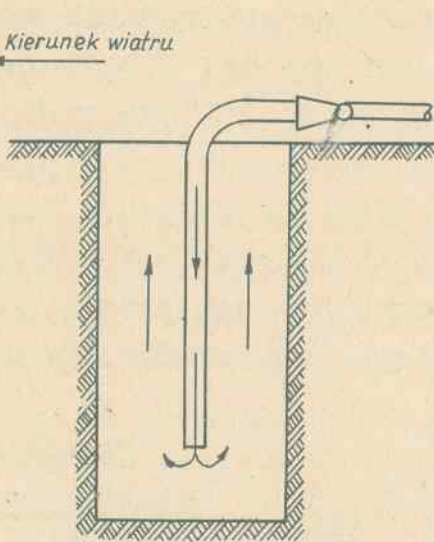
Obudowę pełnodrzewną wykonuje się w ten sam sposób, przy czym podwiesza się na klamrach każdy wieńiec.

Przewietrzanie szybika w czasie głębienia. W szybikach o głębokości 8 - 10 m przewietrzanie odbywa się przez dyfuzję, a więc w sposób naturalny. Przy większych głębokościach szybika, a w szczególności, gdy używa się do urabiania materiałów wybuchowych, przewietrzanie szybika wymaga dodatko-

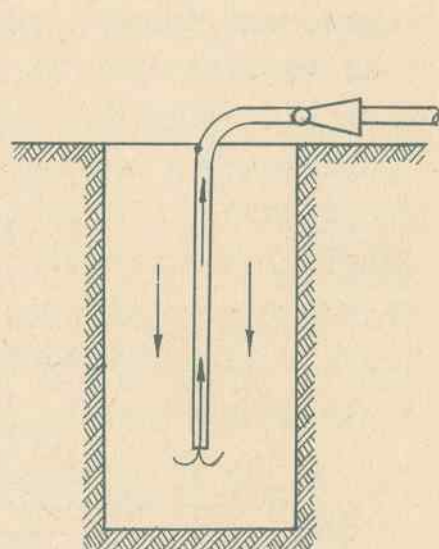
wych urządzeń. Prymitywnym urządzeniem do przewietrzania szybków poszukiwawczych mogą być wiatrochłony. Wiatrochłon składa się z lutni drewnianych lub blaszanych i z umieszczonej na powierzchni tuby, zwróconej otworem w kierunku wiatru. Tuba może być wykonana z desek w kształcie ostrosłupa ściętego lub z blachy w kształcie stożka. Zamiast blachy można użyć brezentu, który naciąga się na żelazne obręcze połączone płaskownikami. Tuba powinna być tak przymocowana do lutni, aby możliwe było obracanie jej w kierunku wiatru (rys.76).



Rys.76. Wiatro-
chłon



Rys.77. Przewietrza-
nie tłoczące szybi-
ka



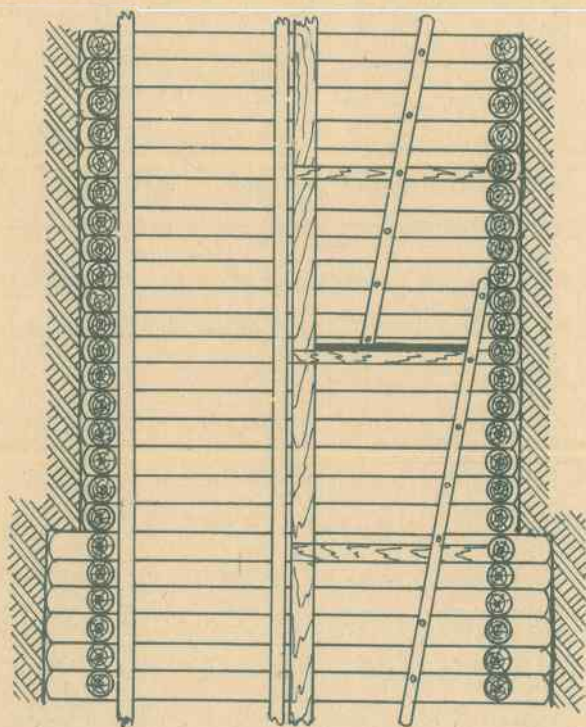
Rys.78. Przewietrza-
nie ssące szybika

Bardziej nowoczesnym urządzeniem do przewietrzania szybków jest zespół lutni z wentylatorkiem o napędzie ręcznym, a zupełnie nowoczesnym o napędzie mechanicznym. Zazwyczaj stosuje się przewietrzanie tłoczące, polegające na tłoczeniu przez wentylator powietrza lutniami do przodka, skąd wypływa ono wolnym przekrojem szybika na powierzchnię (rys. 77).

W wypadku zgłębiania szybków w skałach, z których wydzie-
ła się gaz kopalniany bezpieczniejsze jest stosowanie prze-
wietrzania ssącego. Na skutek działania ssącego wentylatora,
płynie w tym wypadku powietrze lutniami na powierzchnię a
prąd świeżego powietrza spływa szybikiem na dół (rys.78).

Odwadnianie szybika. Przy zgłębianiu szybików dużą trudność może powodować woda, dopływająca do szybika częściowo z opadów atmosferycznych, czyli woda powierzchniowa, przedostająca się szczelinami, oraz woda z warstw przebijanych. Odwadnianie przeprowadza się przez czerpanie jej do kubłów z pogłębionej na dnie szybika studzienki i wyciąganie ich na powierzchnię. Wagowo ilość wody, jaką należy wyciągnąć przy głębianiu szybika, może przekraczać wielokrotnie wagę samego urobku skalnego.

Oprócz sposobu odwadniania przez czerpanie wiadrami można zastosować pompy ręczne do przepompowania wody do kubłów, bądź wypompowania na powierzchnię. W razie większego dopływu stosuje się do odwodnienia szybików pompy powietrzne lub elektryczne o wydajności $0,2 - 1 \text{ m}^3/\text{min}$. Dla uchwycenia wody spływającej po ścianach szybika wykonuje się w skale wodonioprzekładowej, poniżej poziomu skał wodonośnych, wgłębienia na całym obwodzie szybika. Dno wgłębienia powinno mieć nachylenie w kierunku rurociągu, odprowadzającego wodę do studzienki na dnie szybu.



Rys.79. Przekrój drabinowy szybika

Obsada szybika w czasie głębiania. W szybiku o wymiarach $1 \times 1,8 \text{ m}$ pracować może 2 ludzi. Na powierzchni zatrudnia się przy wyciągu również 2 ludzi, razem 4 ludzi na zmianę. Biorąc pod uwagę urabianie ręczne i przy nim normę $4 \text{ m}^3/\text{zmianę}$, to przy przekroju poprzecznym szybika $1,8 \text{ m}^2$ postęp na zmianę przy pracy zgłębiania wyniesie $\frac{4}{1,8} = 2,2 \text{ mb}$. Z uwagi na obudowę, która zajmuje co najmniej tyle samo

czasu, co głębienie przyjmuje się średnio postęp szybika około 1 m/zmianę w warunkach normalnych.

Przedział drabinowy w szybiku (rys.79). W szybikach o głębokości 10 - 15 m drabiny dla zejścia załogi na dół przymocowuje się do obudowy szybika. Przy większych głębokościach konieczne są pomosty, na których ustawiane są drabiny. Pomosty buduje się wzdłuż krótszej ściany szybika z desek opartych na rozporach. Szerokość pomostu nie powinna być mniejsza niż 0,5 m. Na pomostach ustawione są drabiny pod kątem nie większym od 80° . Długość drabin wynosi zwykle 4 m, szerokość 0,45 m. W pomoście znajduje się otwór, umożliwiający przejście z jednej drabiny na drugą.

Oświetlenie miejsca pracy w szybiku. Oświetlenie miejsca pracy wpływa poważnie na wydajność pracy, stąd wniosek, że w razie możliwości zainstalowania wiszącej elektrycznej lampy jest najlepszym rozwiązaniem. Z braku energii elektrycznej do oświetlenia w czasie pracy w szybiku używa się przenośnych lamp górniczych, acetylenowych z ochronnymi daszkami. Lampy bezpieczeństwa stosowane są w wypadkach przebijania szybika przez warstwy gazonośne. Zdolność wyciągowa szybika z kołowrotem ręcznym. Przy wyciąganiu urobku tylko jednym kubłem z prędkością 0,5 m/sek i przy głębokości szybika $H = 15$ m, oraz przy 6 godzinach efektywnej pracy, zdolność wyciągowa szybika waha się 10 - 12 t/zmianę. Dla zwiększenia zdolności przelotowej szybika można urządzić wyciąg z 2 wiadrami, z których jedno ładowane wyciągane jest do góry, a drugie, próżne, opuszczane na dół. W tym wypadku można wyciągnąć 13 - 16 t/zm. Liczby te są orientacyjne, gdyż przy usprawnieniu pracy szybika można osiągnąć wyższą jego wydajność.

Prowadzenie dziennika robót. W czasie głębienia szybika należy prowadzić bieżąco dziennik robót, w którym oprócz szczegółów, dotyczących rodzaju skał i sposobu ich zalegania notuje się dzienny postęp przedka, ilość zatrudnionych ludzi, rodzaj wykonanej obudowy i ilość, zużycie materiałów, ilość przepływu wody itp.

Zdjęcie geologiczne powinno być wykonywane równocześnie z głębeniem szybika, a nie po jego ukończeniu. Głębokość zalegania poszczególnych warstw mierzy się taśmą, opuszczoną z powierzchni. Do dokładnego określenia zalegania warstw konieczne jest wykonywanie pomiarów na wszystkich 4 ścianach szybika prostokątnego, a w szybkach okrągłych wzdłuż 4 linii na pobocznicach, odpowiadających prostopadłym średnicom. Równocześnie z wykonywaniem zdjęcia należy pobierać próby z każdej napotkanej warstwy.

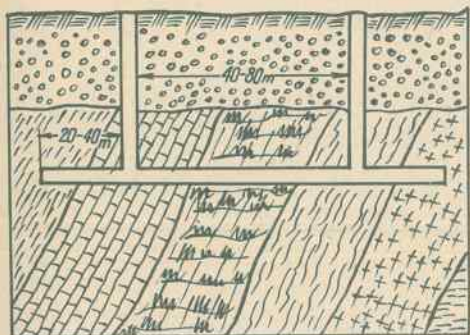
3. Szybiki poszukiwawcze z przecznicami. Głębenie wyrobisk pionowych (szybików poszukiwawczych) jest kosztowne. Dla zmniejszenia więc ilości szybików stosuje się przy poszukiwaniach złóż pokładowych i żylnych szybiki z przecznicami w warunkach zalegania większej grubości nadkładu i przy dużym nachyleniu pokładów lub żył.

Sposób poszukiwań za pomocą połączenia wyrobiska pionowego (szybik) z poziomym (przecznica) polega w początkowym stadium na zgłębieniu szybika w sposób opisany w poprzednim rozdziale, a następnie na wykonaniu przecznicy.

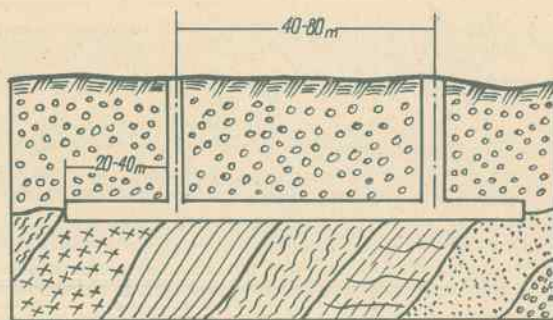
Przecznica jest to wyrobisko górnicze poziome wykonane w skałach płonnych zazwyczaj prostopadle do rozciągłości warstw. Wymiary przecznicy przy robotach poszukiwawczych są mniejsze niż przy robotach udostępniających. Szerokość przecznicy w przekroju poprzecznym wynosi zwykle 1,0 m, wysokość 1 - 1,5 m, a długość 20 - 40 m.

W wypadku prowadzenia przecznicy od szybika poszukiwawczego, na poziomie jego dna, w kierunku równoległym do linii poszukiwawczej odległość między szybikami może być większa o długość przecznicy, a wskutek tego ilość szybików mniejsza, co pociąga dalej za sobą zmniejszenie kosztów, gdyż koszt przecznicy wypada niższy niż szybika. Przecznice prowadzone mogą być albo na poziomie zgłębienia szybika w warstwach badanych (rys.80), albo na granicy zetknięcia się nadkładu z badanymi ~~skalami~~ (rys.81), przy czym spąg przecznicy prowadzony jest w badanych skałach.

Przy poszukiwaniach złóż żylnych stosuje się szybiki z krótkimi przecznicami, pędzonymi od szybika w obie strony, w kie-



Rys.80. Szybiki z przeczniciami



Rys.81. Szybiki z przeczniciami na granicy warstw badanych



Rys.82. Szybiki z krótkimi przeczniciami

runku zgodnym z linią poszukiwawczą (rys.82). Z przecznicy wierci się następnie 3 długie poziome otwory wiertnicze, z których jeden jest w osi przecznicy, a pozostałe dwa odchylone na boki. Długość wierconych otworów 100 - 150 m. W ten sposób oszczędza się na długości kosztownych szybików i przecznicy, gdyż otwory wiertnicze wypadają taniej.

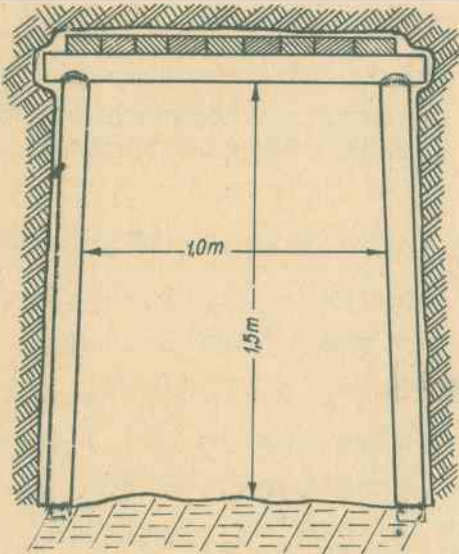
Urabianie w przecznicy może być ręczne, mechaniczne lub z zastosowaniem materiałów wybuchowych. Narzędzia i maszyny do urabiania w przecznicy są podobne do opisanych poprzednio.

Obudowa przecznicy. W skałach zwięzłych mocnych obudowy nie stosuje się. Jeśli ze względu na charakter skał, w których przodek przecznicy posuwa się, zachodzi potrzeba obudowy to stosujemy obudowę drewnianą tzw. odrzwiami (rys.83). Odrzwia składają się ze stornicy, podtrzymywanej na 2 stojakach. Strop, a niekiedy i boki przecznicy, opina się zrzynami lub okorkami. Normalna odległość odrzwi od siebie wynosi od 0,5 - 1 m. Przewietrzanie przecznicy odbywa się za pomocą lutni i wentylatora, tych samych, które służyły w czasie

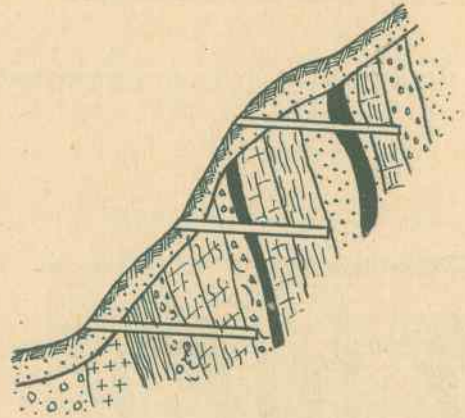
zgiębenia szybika. Lutnie przedłuża się zmieniając ich kierunek pionowy na poziomy za pomocą zgiętej lutni (kolana).

4. Sztolnie poszukiwawcze (rys.84)

Sztolnia poszukiwawcza jest to poziome wyrobisko, które ma jedno bezpośrednie ujęcie na powierzchnię ziemi i służy do poszukiwania złóż w miejscowościach górzystych.



Rys.83. Obudowa przecznicy



Rys.84. Sztolnie poszukiwawcze

Sztolnię poszukiwawczą (rys.84) prowadzi się zwykle w poprzek rozciągłości warstw o stromym nachyleniu. Rozpoczyna się sztolnię od strony zbocza góry i pędzi w głąb, przy czym przecięte zostają warstwy zalegające w zboczu.

Sztolnie zakłada się na różnych poziomach z zachowaniem jednak między nimi takiej odległości, by żadnej warstwy nie pominać. Każda następna sztolnia wyższego poziomu powinna w początkowej swej części, uchwycić warstwy, w których zakończona została sztolnia poprzednia, niższego poziomu.

Dla ułatwienia odwodnienia nadaje się sztolni nachylenie w kierunku ujęcia, aby woda mogła odpływać sztolnią samoczynnie w kierunku wylotu sztolni. Odwadnianie sztolni jest, w porównaniu z innymi wyrobiskami, najmniej kosztowne. Nachylenie dla odpływu wody 3 - 5 mm na 1 mb.

Sztolnia najniższego poziomu powinna być założona powyżej najwyższego możliwego poziomu wód powierzchniowych w danym terenie, dla uniknięcia zatopienia.

5. Poszukiwania złóż za pomocą wierceń (otworów wiertniczych).

Otwór wiertniczy jest to wydrażenie, o niewielkim poprzecznym przekroju kołowym, wywiercone w skałach za pomocą specjalnych narzędzi i mechanizmów, służące do poszukiwań za
złożami kopalin użytecznych, a w wypadku złóż kopalin płynnych lub gazowych również do eksploatacji.

Średnica otworów wiertniczych przy poszukiwaniach złóż wynosi 60 - 70 mm i więcej.

Otwory wiertnicze poszukiwawcze mogą mieć kierunek pionowy, poziomy lub pochyły, a zakładane mogą być z powierzchni ziemi lub z wyrobisk górniczych podziemnych. Głębokość otworów wiertniczych (pionowych) może wynosić od kilku metrów do kilku tysięcy. Najgłębsze otwory wykonane na świecie dochodzą do 6000 m. Najgłębszy na ziemiach polskich wykonany otwór poszukiwawczy węgla w Czuchowie osiągnął głębokość 2157 m, a drugi w Paruszowicach 2003 m.

Otwory wiertnicze umożliwiają odszukanie złoża podobnie jak opisane poprzednio wyrobiska poszukiwawcze (rowy, szyby, kłody, sztolnie) jednak wyniki poszukiwań są przy otworach wiertniczych mniej pewne, gdyż do miejsc badanych dojść nie można. Z uwagi na mniejszą pewność wyników poszukiwań przy pomocy otworów wiertniczych, pokłady użytecznych ciał kopalnych powinny być przebite co najmniej dwoma otworami, rozmieszczonymi w ten sposób, by w jednym z nich napotkany był pokład w górnej, a w drugim w dolnej części.

Otwory wiertnicze poszukiwawcze należą, w porównaniu z innymi wyrobiskami górniczymi, do mniej kosztownych i stąd też wynika szerokie ich stosowanie w poszukiwaniach złóż. W stosunku do złóż zalegających głęboko pod powierzchnią ziemi poszukiwanie ich za pomocą wierceń jest jedynym sposobem ekonomicznym.

Otwory wiertnicze zakłada się wzdłuż linii poszukiwawczych. Jeśli w terenie badanym brak jest odsłonięć, a wskutek tego i możliwości wyznaczenia rozciągłości potrzebnej dla ustalenia linii poszukiwawczej, wówczas zakłada się 3 otwory wiertnicze, umieszczone w wierzchołkach trójkąta o bokach 10 - 30m.

Otwory wymienione powinny być dowiercane do jednej i tej samej warstwy skał, najlepiej do płaszczyzny zetknięcia się dwóch rodzajów skał o różnej twardości, np. łupku i piaskowca. Przy wierceniu moment przejścia wiercenia do skały twardej jest uchwytne i można wobec tego z dość dużą dokładnością wyznaczyć głębokość płaszczyzny zetknięcia się warstw w każdym z otworów. Mając dane z 3 otworów wyznacza się rozciągłość i upad metodą graficzną (np. Baumana czy inną). Na podstawie określonego kierunku rozciągłości wyznacza się prostopadłe linie poszukiwawcze, wzdłuż których zakłada się otwory wiertnicze. Linie te tworzą tzw. siatkę wierceń.

Klasyfikacja otworów wiertniczych i wierceń. Ze względu na głębokość otworów wiertniczych poszukiwawczych rozróżnia się otwory płytkie i otwory głębokie, a więc wiercenia płytkie i głębokie.

Wiercenia płytkie zachodzą, gdy głębokość otworów nie przekracza 50 m. Wiercenia otworów o głębokości większej od 50 m należą do grupy wierceń głębokich. Najgłębsze otwory wywiercone dochodzą do 6000 m.

a) Wiercenia płytkie. Przy poszukiwaniach za pomocą płytkich wierceń zasady ich prowadzenia są na ogół podobne jak przy robotach poszukiwawczych za pomocą szybików. Podkreślić jednak należy, że każdy następny otwór wiertniczy w linii poszukiwawczej powinien przebiegać w górnej swej części kilka warstw, przeciętych już przez poprzedni otwór w jego dolnej części.

Średnica otworów wiertniczych płytkich wynosi 60 - 70 mm, głębokość do 50m. Odległość między otworami wypada mniejsza niż przy szybikach, z uwagi na konieczność przebijania kilku warstw w górnej części otworu, uchwyconych w dolnej części otworu poprzedniego. Często przyjmuje się odległość otworów o połowę mniejszą od tej, jaka wypadalaby przy poszukiwaniach za pomocą szybików.

Płytkie wiercenia wykonywane są przeważnie ręcznie przy głębokościach otworów do 15 m, a nawet do 25 m. Samo drążenie otworu może być wykonane sposobem obrotowym, z zastosowaniem świdrów lub sposobem uderowym przy użyciu rozmaitych dłut. Wybór sposobu wiercenia otworów zależy od charakteru skał. W skałach miękkich, luźnych stosuje się wiercenie obro-

towe, w skałach zwięzłych twardych - udarowe. Jeden i ten sam otwór wiertniczy może być wykonywany obrotowo w warstwie skał miękkich i udarowo przy przebijaniu skał twardych.

Do wiercenia obrotowego ręcznego używa się świdrów spiralnych (rys.85) lub świdrów łyżkowych (rys.86). Świdry spiralne nadają się do wiercenia w skałach plastycznych, gliniastych. Świder połączony jest z żerdziami. Na żerdzi wystającej z otworu umieszczona jest rękojeść do wprowadzania w ruch obrotowy świda z żerdziami. Zwykle pracę tę wykonuje 2 ludzi. Przy obrocie naciskają robotnicy świder, wskutek czego zagłębia się on w czasie obrotu w skałę. Na wklęsłościach świda utrzymuje się część skały siłą tarcia i część ta zostaje wydobyta ze świdrem na powierzchnię. Po oczyszczeniu świda wkłada się go do otworu, obraca i wyjmuje, powtarzając te operacje aż do całkowitego zglębienia otworu na wyznaczoną głębokość. Wydobywane części skały z otworu stanowią próbki przewierconych warstw.

W skałach luźnych stosowane są świdry łyżkowe (rys.86) o kształcie cylindrycznym, z szeroką podłużną szczeliną na całą długość. W dolnej części ma świder łyżkowy - ostrze krające. W skałach kurzawkowych, zawodnionych stosuje się świdry łyżkowoczerpakowe (rys.87).

Wiercenie udarowe polega na rozkruszaniu skały na dnie otworu wiertniczego powtarzającymi się uderzeniami dłuta, umocowanego na żerdzi lub linie, opuszczanego i podnoszonego w otworze. Duże, ciężkie dłuto przymocowane do przewodu wiertniczego lub liny za pomocą noży amortyzujących wstrząsy, podciągane jest przez wał korbowy i linę w górę, a następnie puszczane, wskutek czego spadając kruszy skałę i draży w niej otwór. Rozkruszoną skałę wydobywa się z dna otworu za pomocą specjalnej łyżki w kształcie rury z zaworem (rys.88). Narzędziem bezpośrednio kruszącym skałę jest dłuto wiertnicze (rys.89). Dłuta pod względem budowy mogą być płaskie, dwuteowe, krzyżowe i ekscentryczne.

Płaskie dłuta stosuje się w skałach o masie jednorodnej zbitej, dwuteowe - w skałach twardych, krzyżowe - w skałach szczelinowatych, a ekscentryczne - dla otrzymywania szerszego otworu od wymiarów dłuta.

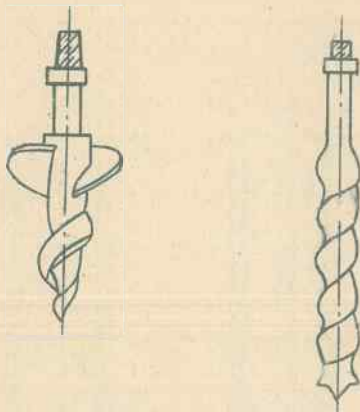
Żerdzie wiertnicze są to stalowe pręty o przekroju kwadratowym lub okrągłym, których jeden koniec jest wykonany w postaci mufy z gwintem, a drugi - w postaci główki z gwintem zewnętrznym. Mufa i główka służą do łączenia z sobą żerdzi. Na żerdź górną zakłada się zaciski z uchwytem (rys.90), do podnoszenia żerdzi i świdra do góry. Przy wierceniu do głębokości 5 - 7 m można wykonać otwory bez dodatkowych urządzeń pomocniczych do podtrzymywania żerdzi wiertniczych. Przy większych głębokościach ponad 7 m stosuje się trójnogi (rys.91).

Wiercenie otworów wiertniczych może odbywać się na sucho tzn. materiał skalny zwiercony w otworze usuwa się łyżką albo wypłukiwaniem wodą (wiercenie z przepłukiwaniem).

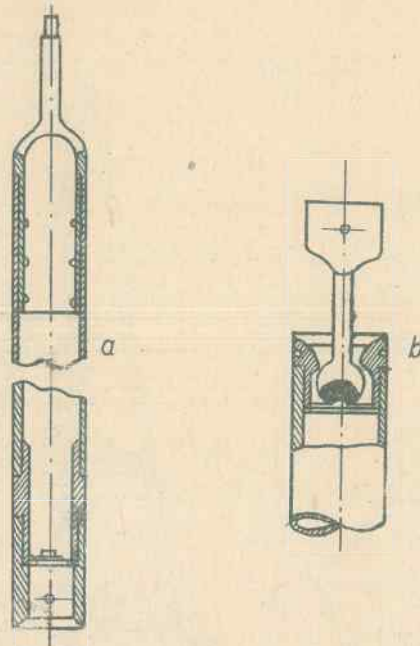
Przy wierceniu z przepłukiwaniem żerdzie są wydrażone i urobek z dna otworu uchodzi z prądem wody, która, doprowadzona otworem w żerdziach, wypływa następnie wolną przestrzenią otworu wiertniczego na powierzchnię wraz z materiałem skalnym. Urządzenie do przepłukiwania otworów wiertniczych w czasie wiercenia nazywa się płuczką. Składa się ono z pompy wciągającej wodę przez specjalną głowicę płuczkową do przewodu żerdziowego, a dalej na dno otworu, skąd woda zabierając zwierciny, szlam wiertniczy wypływa między ściankami otworu na powierzchnię. Przy tym kierunku ruchu wody czystej i ze szlamem płuczka nazywa się normalną lub prawą, gdy natomiast woda ze szlamem wypływa przewodem żerdziowym na powierzchnię płuczka, nosi nazwę odwróconej lub lewej. (rys.92).

Przy wierceniu z przepłukiwaniem woda wydostaje nam z dna otworu próbki. Przy ilości wody $0,5 \text{ m}^3/\text{sek}$ wypływa żwir, a przy $1 \text{ m}^3/\text{sek}$ wydostaje się materiał w postaci kawałków i bryłek. Do wiercenia w skałach sypkich używa się płuczki gęstszej, a nie czystej wody. Za domieszkę służą iły, tworzące zawieszinę w wodzie. Iły, osadzający się na ścianach otworu, tworzy powłokę, która zabezpiecza ściany otworu przed obsypywaniem się skał.

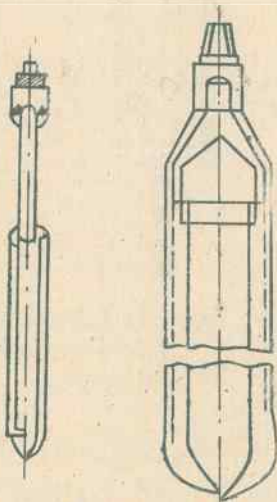
Celem zabezpieczenia od obsypywania się ścianek otworów wiertniczych, otwory zarurawuje się rurami żelaznymi o średnicy 50 - 150 mm i grubości ścianek 3 - 4,5 mm. Ciężar 1 mb 3,5 - 16 kg. Rury łączone są na gwint. Postęp wiercenia ręcz-



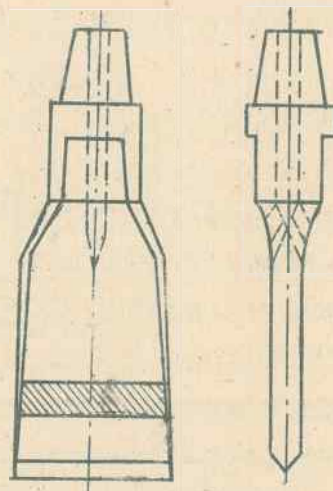
Rys.85. Świdry spiralne



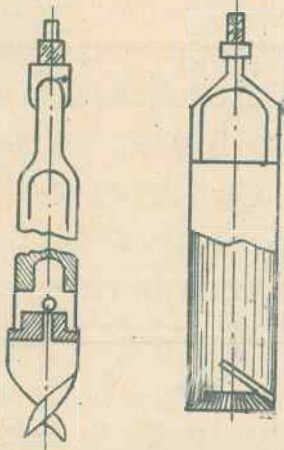
Rys.88. Łyżka a - z klapą
b - z kulą



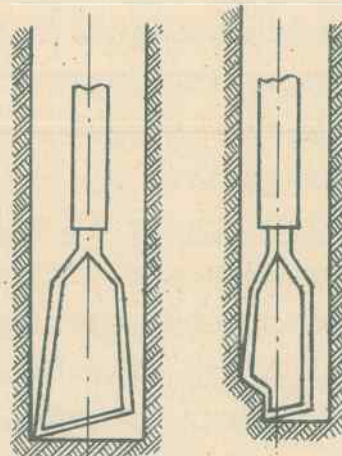
Rys.86. Świdry łyżkowe



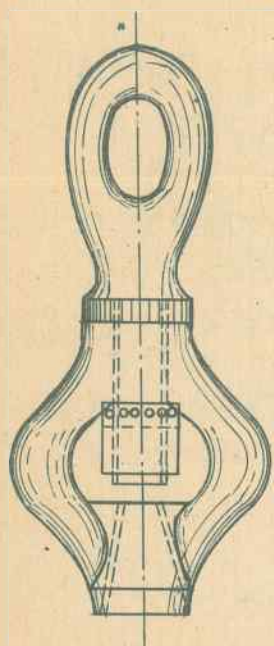
Rys.89a. Dłuta płaskie



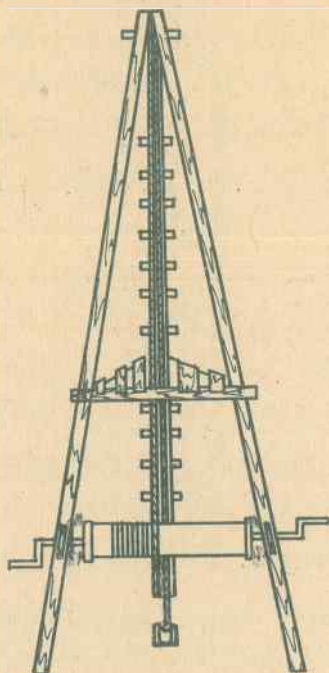
Rys.87. Świdry łyżkowo-
czerpakowe



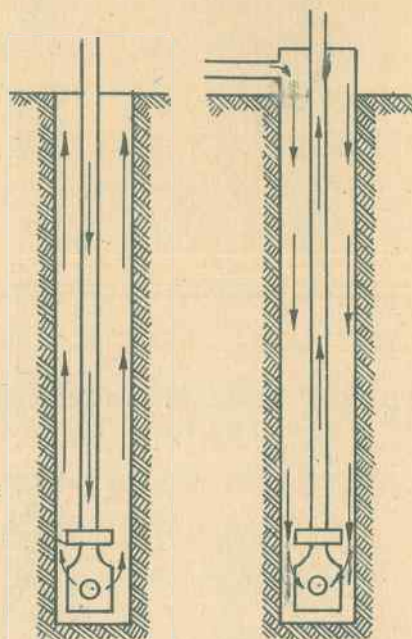
Rys.89b. Dłuta ekscentrycz-
ne



Rys.90. Uchwyt
żerdzi



Rys.91. Trójąnóg



Rys.92. Schemat normal-
nej i odwróconej płuczki
odwiertu

nego zależy od rodzaju skał i narzędzi stosowanych, jak również od organizacji pracy. Orientacyjnie podać można dla skał twardych postęp 2 m/dz. , dla mniej zwięzłych 4 m/dz. a dla miękkich - $2 - 4 \text{ m/dz.}$

Ręczne wiercenie otworów wiertniczych jest mało wydajne i możliwe do zastosowania przy niewielkiej głębokości otworów $15 - 25 \text{ m.}$ Sprawniejsze i ekonomiczniejsze jest mechaniczne wiercenie, które może być udarowe i obrotowe. Mechaniczne wiercenie wymaga już odpowiedniego sprzętu i energii do uruchomienia urządzenia wiertniczego. Wiercenie udarowo-mechaniczne wymaga takich urządzeń jak: wieża wiertnicza, żuraw wiertniczy itd.

Wieża wiertnicza przeznaczona jest do opuszczania i wyciągania przyrządu wiertniczego, rur, dla ochrony ludzi od niepogody. Wieże mogą być drewniane lub metalowe.

Żuraw wiertniczy zaopatrzony jest w mechanizmy, spełniające czynności przy wierceniu jak: urabianie dna otworu wier-

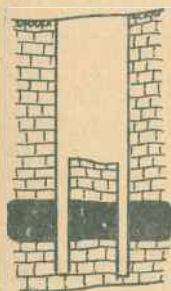
tniczego przyrządem, podnoszenie narzędzi wiertniczych, czyszczenie otworu, rurowanie, instrumentacja itp.

W skład mechanizmów żurawia wchodzi: mechanizm uderowy, bęben wyciągowy do instrumentowania, bęben łyżkowy, bęben wyłagający do rur, mechanizm napędowy przenoszący moc silnika żurawia, mechanizmy do kierowania silnikami. Wydajność żurawia typu np. Metalowiec 1,2 - 1,5 m/godz. - liczba uderzeń na minutę 40 - 60, głębokość wiercenia 150 - 175 m, średnica otworu 150 - 300 mm. Są różne typy żurawi, których opis i części składowe omówione będą w przedmiocie "Wiertnictwo".

Wiercenie obrotowe mechaniczne może być:

a) pełnotworowe, gdy urabiana jest skała na całej powierzchni dna otworu wiertniczego lub

b) rdzeniowe, gdy urabianie odbywa się w ten sposób, że otrzymuje się z otworu rdzeń, o średnicy mniejszej niż średnica otworu wierconego.



Rys.93. Rdzeń

Rdzeń (rys.93) jest to okrągły słupek skalny, powstający w czasie wiercenia obrotowego za pomocą kotonek wiertniczych, zawierający warstwy skalne w naturalnej kolejności ich występowania w otworze wierconym.

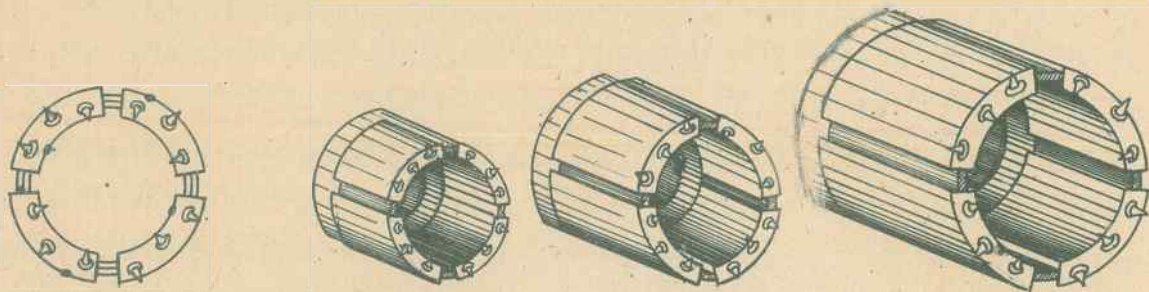
System obrotowo-rdzeniowy posiada dużą zaletę, gdyż pozwala na uzyskanie nie naruszonego fragmentu przekroju geologicznego badanego terenu. W systemie tym narzędziem ścierającym jest koronka wiertnicza. Do skał twardych używa się koronek diamentowych (rys.94a) o średnicy 35 - 150 mm, do skał miękkich używa się zębarki (rys.94b) z twardej stali. Uruchomienie koronki i obrót jej w otworze następuje na skutek pracy silnika i mechanizmów, włączonych między te elementy, z których jeden ma zadanie rozruchowe, drugi robocze: urabianie skały w otworze. Przy wierceniu obrotowo-rdzeniowym stosowane są żurawie, wśród których najczęściej używany jest żuraw typu Craelius. Wiercenie rdzeniowe odbywa się z przepłukiwaniem i rurowaniem otworu wiertniczego.

Skrzywienie otworów. Otwory wiertnicze poszukiwawcze powinny w zasadzie być pionowe. Odchylenie otworów od pionu nie powinno przekraczać 3° - 5° . Otwory skrzywione stają się często bezwartościowe. Do pomiaru skrzywienia otworu stosuje się rurki z kwasem fluorowodorowym. Rurki o średnicy 25 mm napełnia się do połowy 20 % roztworem kwasu fluorododrowego i wstawia następnie do przyrządu wiertniczego i opuszcza na dno otworu, gdzie pozostają przez $1/2$ godziny. Po upływie tego czasu wyciąga się rurki, wylewa kwas i mierzy odchylenie rysy, wytrawionej na szkłe przez kwas, od pionu. Poza tym sposobem najczęściej stosowanym istnieją jeszcze przyrządy specjalne do pomiaru skrzywień otworów wiertniczych.

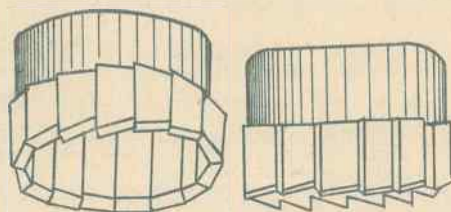
Poszukiwania za pomocą płytkich wierceń przy grubym nadkładzie wypadają taniej niż przy stosowaniu szybików poszukiwawczych, wyniki jednak mogą być mniej jasne, a kontrola w wypadkach wątpliwych jest prawie niemożliwa. Stąd konieczność stałego i starannego dozoru przy robotach wiertniczych.

Prowadzenie dziennika robót wiertniczych i notowanie w nim wszelkich zmian zachodzących w otworze na odpowiednich głębokościach należy do obowiązków kierującego robotami inżyniera.

Poszukiwania za pomocą płytkich otworów wiertniczych nadają się przy większej grubości nadkładu i małym upadzie pokładów. Jeżeli wierceniem płytkim odnaleziono zostało złoża kopalnego użytecznego, zgłębia się szybik, celem szczegółowego zbadania złoża.



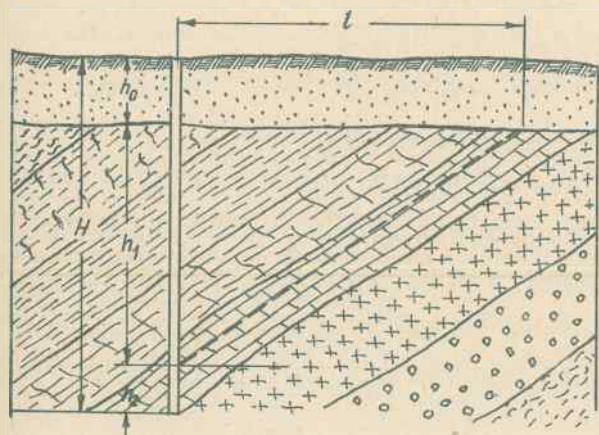
Rys. 94a. Diamentowe koronki



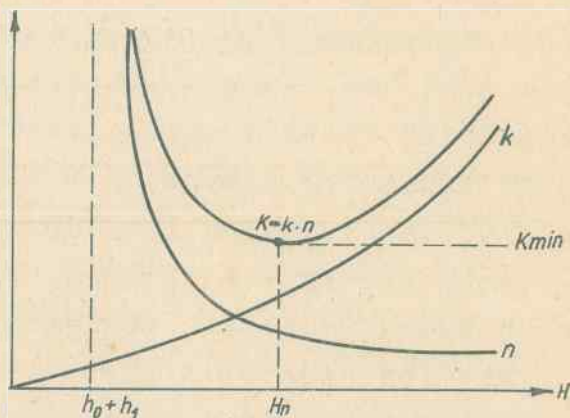
Rys.94b. Zębaki (koronki z materiałami zastępującymi diamenty)

b) Wiercenia głębokie. Wiercenia głębokie są jedynym możliwym sposobem poszukiwań złóż, zalegających na większych głębokościach od powierzchni ziemi. Jeśli pokład ciała kopalnego użytecznego ma wychodnię niegłęboko pod powierzchnią ziemi i wychodnie te są już znane, jak również kierunek rozciągłości i kąt nachylenia, wtedy dla zbadania głębszych partii wiercenie otworów głębokich jest uzasadnione. W tym wypadku wiercenie odnosi się do okresu poszukiwań szczegółowych i jest związane z zaprojektowaniem założenia kopalni, wyboru miejsca na szyb itp.

Odległość otworów i ich ilość potrzebną do zbadania terenu wzdłuż linii poszukiwawczej wyznaczyć można w przybliżeniu w następujący sposób (rys.95),



Rys.95. Odległość otworów wiertniczych i ich ilość



Rys.96. Zależność kosztów wierceń od głębokości

h_0 - grubość nadkładu w metrach

h_1 - grubość badanych skał w metrach

H - głębokość otworu w metrach

α - kąt nachylenia pokładu

l - część linii poszukiwawczej zbadanej danym otworem

$$l = \frac{h_1}{\operatorname{tg} \alpha}$$

Jeżeli szerokość badanego terenu wynosi B , wówczas ilość otworów n - jakie należy założyć, wynosi

$$n = \frac{B}{l} = \frac{B \cdot \operatorname{tg} \alpha}{h_1}$$

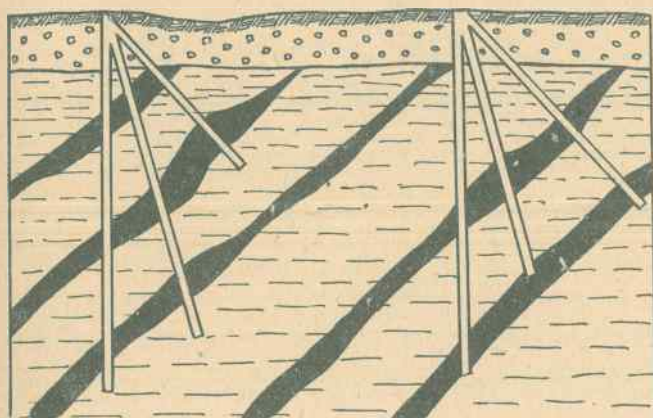
Ze względu na pewność, że żaden z pokładów nie zostanie opuszczony, głębokość otworu winna być większa o dodatkową wielkość h_2 czyli:

$$H = h_0 + h_1 + h_2, \text{ a z tego}$$

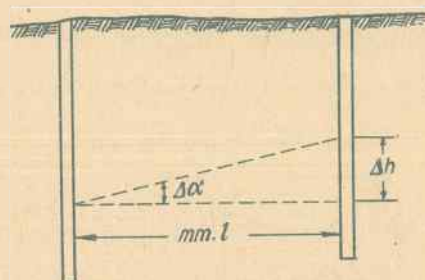
$$h_1 = H - (h_0 + h_2), \quad \text{a} \quad n = \frac{B \cdot \operatorname{tg} \alpha}{H - (h_0 + h_2)}$$

Ilość otworów jest funkcją zmiennej H (głębokość otworów), którą przedstawić można w układzie współrzędnych prostokątnych, w postaci hiperboli równobocznej (rys.96). Im głębokość jest większa przy stałych wielkościach B i $\operatorname{tg} \alpha$, oraz $(h_0 + h_1)$, tym ilość otworów n (jak pokazuje krzywa k) wypada mniejsza. Koszt 1 mb otworu wzrasta z głębokością. Wobec tego koszt otworów wiertniczych poszukiwawczych przedstawić można w postaci krzywej $K = nk$, którą otrzymamy mnożąc rzędne punktów krzywej n i k . Otrzymana w ten sposób krzywa ma w pewnym przedziale minimum. Minimum kosztów robót wiertniczych poszukiwawczych odpowiada najkorzystniejszej głębokości otworów wiertniczych.

Otwory wiertnicze przy poszukiwaniach złóż pokładowych i żylnych stromo zalegających. Jeżeli pokłady zalegają stromo, wówczas poszukiwania przeprowadzić można nie za pomocą otworów wiertniczych pionowych, lecz poziomych, wierconych



Rys.97. Otwory pochyłe z powierzchni



Rys.98. Najmniejsza odległość między otworami

z wyrobisk podziemnych sąsiednich szybów np. z przecznic, jeśli są tam takowe. Gdy nie ma takiej możliwości przeprowadzenia poziomych otworów, stosowane są przy poszukiwaniach żył i pokładów o stromym nachyleniu otwory pochyłe, bite z powierzchni ziemi (rys.97). Kąt nachylenia otworów pochyłych do poziomu wynosi $60^{\circ} - 70^{\circ}$. Wiercenie otworów pochyłych jest droższe o około 25 % od otworów pionowych. Ma ono jednak tę zaletę, że umożliwia zbadanie rozciągłości i kąta upadu z jednego stanowiska urządzenia wiertniczego przez przeprowadzenie 3 otworów pod różnymi kątami nachylenia.

VII. WYZNACZANIE I POMIARY ROZCIĄGŁOŚCI I UPADU POKŁADÓW W CZASIE ROBÓT POSZUKIWAWCZYCH

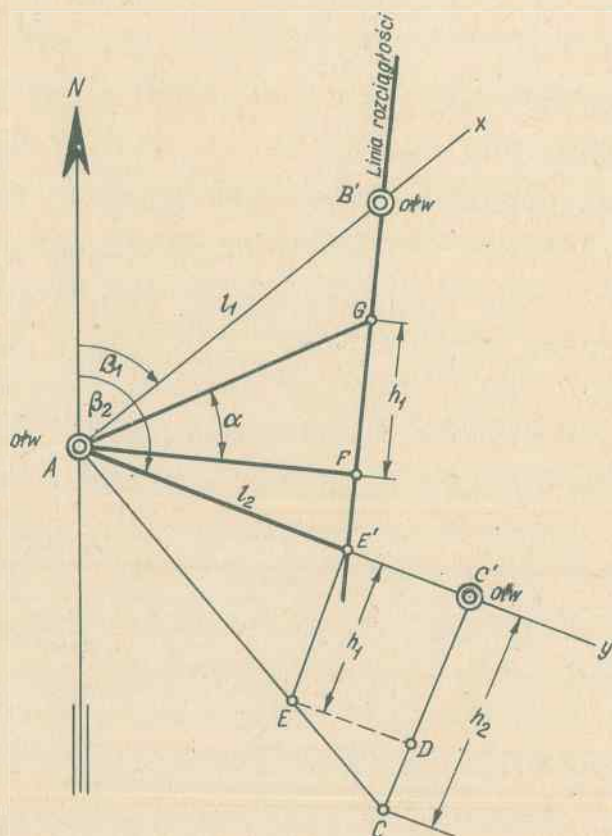
a) Przy poszukiwaniach złóż za pomocą wierceń wyznacza się rozciągłość i upad pokładów na podstawie trzech otworów wiertniczych w terenie o wierzchołkach trójkąta, o długości boków 10 - 30 m. Boki tego trójkąta stanowią odległości otworów od siebie. Otwory wiertnicze, na których podstawie ma być wyznaczona rozciągłość pokładu i upad, nie mogą być zbyt odległe ponieważ przy dużych odległościach istnieje większe prawdopodobieństwo zmian rozciągłości i upadu pokładu w postaci uskoków. Ale i zbyt małe odległości pomiędzy otworami

nie są korzystne, gdyż im bliżej siebie są założone otwory, tym wpływ niedokładności jest większy. Jeżeli przyjmiemy, że kąt nachylenia powinien być wyznaczony z dokładnością $\Delta\alpha^\circ$, a przy pomiarze głębokości z dokładnością Δh ; to najmniejsza odległość między otworami l (rys.98) wynosi:

$$l = h \cdot \operatorname{ctg} \alpha$$

Przy $h = 0,075 \text{ m}$ i $\alpha = 1^\circ$ $l = 4,25 \text{ m}$

Mając dane z trzech otworów wiertniczych (odległość, głębokość, azymuty), można wyznaczyć rozciągłość i upad sposobem graficznym (np. Baumana rys.99).



Rys.99. Wyznaczenie linii rozciągłości i kąta upadu (konstrukcja Baumana)

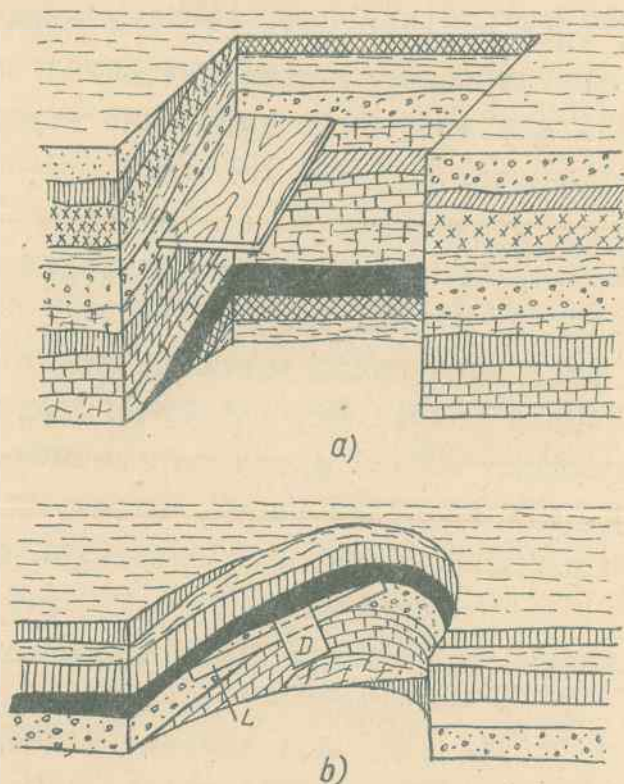
Mając dane azymuty β_1 i β_2 (kąty zawarte między bokami trójkąta w wierzchołkach, którego znajdują się otwory wiertnicze, a południkiem magnetycznym NS) wykreśla się z punktu A proste AX i AY. Na prostych AX i AY odmierza się w podziałce odległości otworów l_1 i l_2 , otrzymując punkty B' i C'.

Z punktu C' wyprowadza się prostopadłą do AY i na niej odcina się różnice głębokości otworów h_1 i h_2 . Punkt C łączy się z punktem A . Prowadząc z punktu D równoległą do AY otrzymamy punkt przecięcia się E , którego rzut na prostą AY jest E' . Łącząc E' z B' otrzymujemy prostą, która jest szukanym kierunkiem rozciągłości.

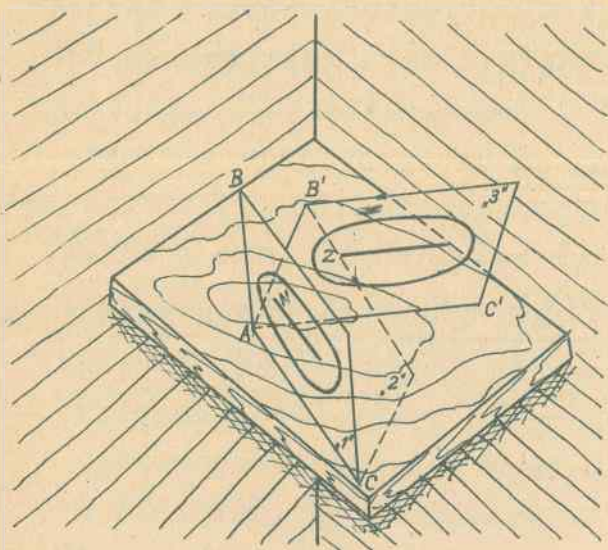
Kąt nachylenia pokładu wyznacza się prowadząc z punktu A prostopadłą do $B'E'$ i od punktu przecięcia się jej z F odmierzając h_1 . Kąt AGF jest szukanym kątem nachylenia pokładu.

b) Przy poszukiwaniach za pomocą szybków poszukiwawczych można kierunek rozciągłości pokładu i upad określić przez bezpośredni pomiar za pomocą kompasu górniczego, zaopatrzonego w pion. W szybiku prostokątnym przykładą się w rogu deskę dwoma krawędziami, tak by krawędzie jej dotykały się z liniami uławicenia, występującymi na obu ścianach szybika. Jeżeli linia uławicenia przebiega wyraźnie tylko na jednej ścianie szybika, wówczas kreśli się równoległą do przebiegających na drugiej ścianie linii uławicenia (rys.100). W szybikach okrągłych (rys.101b) przykładą się linijkę do pewnej

linii uławicenia, na nią zaś kładzie się deseczkę aby krótsza krawędź dotknęła tej samej linii. Na deseczce ustawia się kompas dłuższą krawędzią AC (rys.100c). Górny koniec krawędzi A pozostawia się w miejscu, obracając koło tego punktu kompas tak, aż pion wskaże największy kąt. Kąt ten jest kątem upadu pokładu. Obracając kompas koło boku AC kładzie się go na badaną płaszczyznę (położenie 2'), a następnie podnosi się go do po-



Rys.100. Bezpośredni pomiar rozciągłości w szybie:
a-prostokątnym, b-okrągłym



Rys.100c. Pomiar azymutu rozciągłości kompasem

bików z krótkimi przecznicami, bądź wierceń płytkich lub głębokich wykreśla się w linii poszukiwawczej pionowy przekrój geologiczny, w którym uwidacznia się wszystkie napotkane warstwy skały, ich grubość, rodzaj, upad. Przy wykreślaniu profilu przyjmuje się, że pokłady są równoległe do siebie, a w razie zmiany upadu jednego pokładu, że zmiana ta obejmuje również inne w kierunku prostopadłym do upadu.

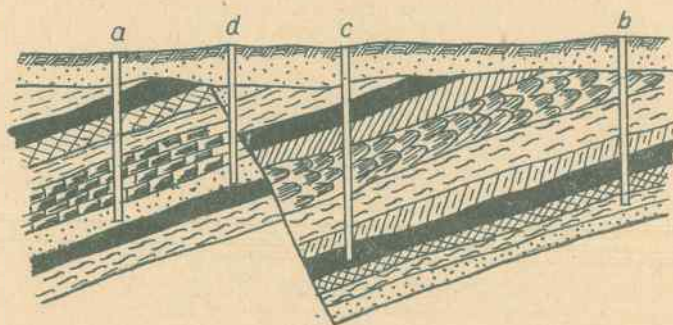
Przypomnieć należy, że już przy zakładaniu wyrobisk poszukiwawczych miejsca ich założenia nanosi się na mapie miejscowości. Jeżeli przy poszukiwaniach wzdłuż linii poszukiwawczej, a więc w poprzek rozciągłości zachodzi uskoki, należy wyznaczyć za pomocą pośrednich szybików (rys.101) rozciągłość i upad szczeliny uskokowej.

Na profilu geologicznym zaznacza się również upad szczelin uskokowych.

łożenia poziomego (3) i odczytuje azymut wzniesienia pokładu według położenia północnego igły, licząc kąt zawsze w lewo od punktu (N). Dla otrzymania azymutu rozciągłości należy do odczytanego kąta dodać 90° .

Bezpośredni pomiar daje wyniki na ogół mało dokładne, zwłaszcza przy małym kącie upadu pokładu.

c) Przekrój geologiczny. Mając wyniki robót poszukiwawczych przeprowadzonych za pomocą rowów poszukiwawczych, szybików, szybików z przecznicami, szybików



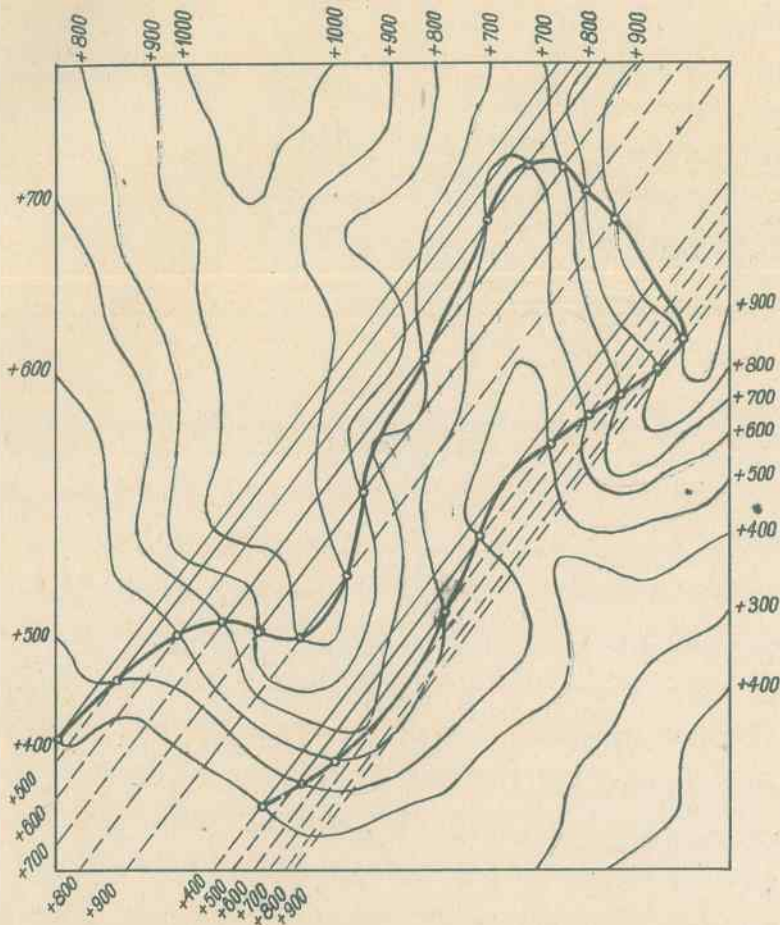
Rys.101. Profil geologiczny u usko-
kiem c; d. szybiki pośrednie

d) Poszukiwania złóż pokładowych i żylnych w kierunku rozciągłości. Przy poszukiwaniach wzdłuż linii poszukiwawczej, jeśli napotkamy pokład ciała użytecznego, wówczas badamy go wzdłuż rozciągłości. Poszukiwania w kierunku rozciągłości podobnie jak i w poprzek niej – poprzednio opisane – prowadzi się na wychodniach pokładu. Przy poszukiwaniach tych wykorzystuje się zazwyczaj jakiś charakterystyczny pokład znany z wychodni i znając odległości pokładu ciała użytecznego od tego przewodniego pokładu zgłębia się szybiki w miejscach prawdopodobnej wychodni pokładu. Jeśli brak charakterystycznego pokładu przewodniego, do wyznaczania miejsc założenia szybików czy otworów wiertniczych służą dane z poszukiwań wzdłuż linii poszukiwawczej, na której podstawie wyznacza się mapę przypuszczalnych wychodni pokładu.

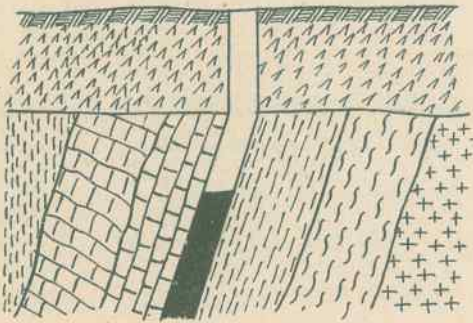
Do sporządzenia takiej mapy potrzebny jest plan warstwowy danej miejscowości. Wyznaczając warstwicę pokładu otrzymujemy z punktów przecięcia się warstwic równoimiennych linię wychodni (rys.102). Przy wyznaczaniu linii przypuszczalnej wychodni należy uwzględnić grubość nadkładu.

Po nakreśleniu linii wychodni dla skontrolowania zakłada się szybiki w odległościach od siebie większych, aniżeli przy poszukiwaniach w kierunku linii poszukiwawczej (50 – 150m przy szybikach lub 25 – 50 m przy otworach).

Szybik zakłada się tak, aby przeciął pokład w pewnej odległości od wychodni. Jeśli pokład jest stromy szybik, zakłada się tak, by trafił w samą wychodnię. Po uchwyceniu pokła-



Rys.102. Linia wychodni pokładu



Rys.103. Szybik pochyły w pokładzie

du ciała kopalnego zgłębia się szybik pochyły w samym pokładzie. W szybiku takim mierzy się rozciągłość i upad warstwy (rys.103).

Jeżeli szybik założony trafia na pokład, jest to dowodem prawidłowego zalegania pokładu. W wypadku przeciwnym bada się, czy znajdujemy się w skałach stropo-

wych, czy spągowych i zakłada się nowy szybik w takim miejscu, by trafił na pokład. Jeżeli spotka się uskok, wówczas poszukiwania przerywa się i zakłada się nową linię poszukiwawczą w części zauskokowej.

Wszelkie zmiany w zaleganiu pokładu, zauważone w czasie robót poszukiwawczych, nanosi się na mapę poprawiając linię wychodni odpowiednio do stanu stwierdzonego i na jej podstawie zakłada się nowy szybik.

Badanie żył w kierunku rozciągłości wykonuje się w podobny sposób jak pokładów. Z uwagi na mniejszą regularność zalega-

nia żył szybiki zgłębia się w niedużej od siebie odległości. Szybiki zakłada się od strony stropu żyły odstępując od linii wychodni w kierunku upadu żyły.

Mapa pokładowa. Mapa miejscowości z warstwicami powierzchni, na której zaznaczono wszystkie założone wyrobiska poszukiwawcze, linie wychodni zbadanych na rozciągłości pokładu i szczelin uskokowych nazywa się mapą geologiczno-poszukiwawczą. Aby wyjaśnić zaleganie pokładu, należy wykreślić na niej warstwice spagu pokładu i odnotować w odpowiednich punktach grubość pokładu (rys.104). Równocześnie należy zaznaczyć wszystkie stwierdzone i przypuszczalne uskoki czy inne zaburzenia. Warstwice wykreśla się liniami ciągłymi w miejscach należycie wyjaśnionych, liniami przerywanymi w miejscach wymagających jeszcze wyjaśnienia. Plan warstwiczny pokładu nosi nazwę mapy pokładowej. Przykładowe wykonanie mapy pokładowej na podstawie danych z otworów wiertniczych, oraz przekroju geologicznego przeprowadzone zostało na ćwiczeniach i znajduje się w opisie i tematu ćwiczeń.

VIII. POSZUKIWANIA ŻŁÓŻ GNIAZDOWYCH

A. Podporządkowanych pokładom

=====

Żłóża gniazdowe występują zazwyczaj w pewnych pokładach lub żyłach, czyli jak mówimy, są podporządkowane pokładom lub żyłom. Z tych względów w poszukiwaniach górniczych złóż gniazdowych wyróżnia się dwa następujące okresy poszukiwań:

1) Okres poszukiwań pokładu lub żyły, w których występują złoża gniazdowe, oraz po odszukaniu ich i wyjaśnieniu zalegania.

2) Okres poszukiwań mających na celu odnalezienie w pokładzie lub żyłach gniazd ciała kopalnego i zbadanie szczegółowe gniazd, wielkości zalegania itp.

W pierwszym okresie, poszukiwanie pokładów lub żył prowadzi się sposobami, omówionymi przy poszukiwaniach złóż pokładowych i żylnych. W okresie drugim przy poszukiwaniach gniazd samych roboty poszukiwawcze polegają na zgłębieniu szybików lub wierceniu otworów wiertniczych. Rowy poszuki-



a Pole Górnicze
b Moduł warstwic
c Kład płaszczyzny uskoku
d Przekrój pionowy

wawcze przy poszukiwaniach złóż gniazdowych nie są stosowane, ponieważ gniazda znajdujące się głębiej od 4 m zostałyby opuszczone.

Wyrobiska poszukiwawcze zakłada się wzdłuż linii poszukiwawczych, które wyznaczone są równoległe do siebie, a poprzecz-

niedługości gniazd, jeżeli kierunek wymiaru długości gniazd jest nam znany. Jeżeli nieznane są kierunki wymiarów gniazd, zakłada się linie poszukiwawcze w postaci sieci regularnie rozmieszczonej w badanym terenie.

Oznaczając odległość linii poszukiwawczej od siebie - L , odległość otworów lub szybików w linii - l , to prawdopodobieństwo wykrycia gniazda przez linię poszukiwawczą równa się:

$$p' = \frac{a}{L}$$

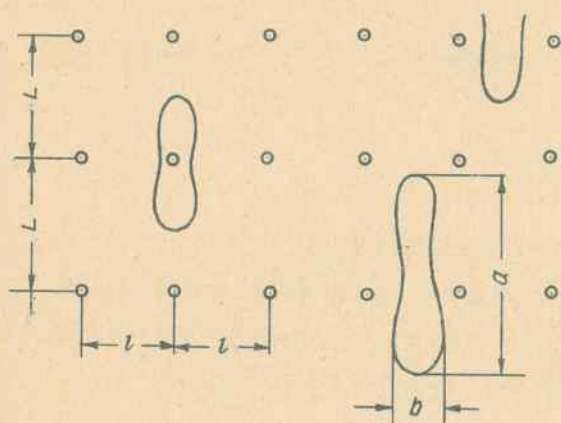
a prawdopodobieństwo wykrycia gniazda przez szybik czy otwór wiertniczy:

$$p^s = \frac{b}{l}$$

Im odległość otworów od siebie czy szybików jest mniejsza przy $b = \text{const.}$ wartość p^s jest większa, a więc prawdopodobieństwo jest większe.

W ogóle prawdopodobieństwo wykrycia gniazda przez szybik lub otwór zależy tak od gęstości linii poszukiwawczych, jak i od odległości wzajemnej otworów od siebie. Można je wyrazić:

$$p = p' \cdot p^s = \frac{a \cdot b}{L \cdot l}$$



Rys.105. Siatka otworów
Wymiar gniazd: - w kierunku długości - a . Wymiar gniazd: - w kierunku szerokości - b

Jeśli gniazda nie są wydłużone w jednym kierunku i $a = b$, a sieć poszukiwawcza składa się z kwadratów i $L = l$, wówczas

$$p = \frac{a^2}{l^2}$$

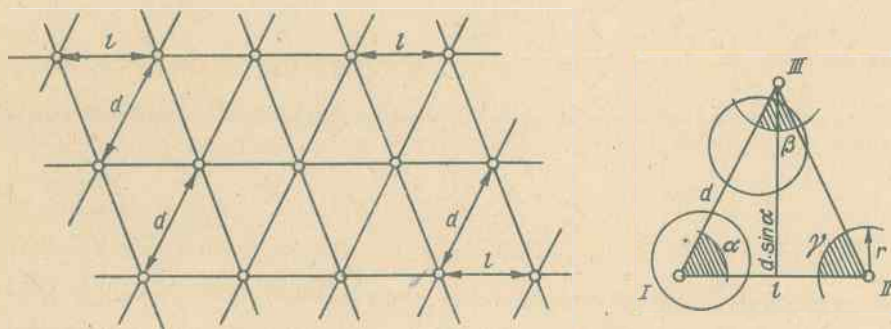
Wzory te są słuszne dla prostokątnego kształtu gniazda ($a \times b$) lub kwadratowego (a^2).

W wypadku gniazd mających w rzucie poziomym kształt koła o promieniu r i gdy siatka poszukiwawcza złożona jest z linii poszukiwawczych, przeprowadzonych w różnych odległościach i przecinających się pod dowolnym kątem, prawdopodobieństwo wykrycia gniazda:

$$p = \frac{\pi r^2}{l^2}$$

Wynika ten wzór z następującego rozumowania.

Jeżeli linie poszukiwawcze przecinają się pod dowolnym kątem a odległość ich wzajemna jest równa, to całe pole badane rozdzielone zostaje na równe trójkąty (rys.106).



Rys.106. Trójkątne pole siatki

Weźmy pod uwagę jeden z takich trójkątów (I, II, III). W wierzchołkach tego trójkąta wywiercone zostały otwory poszukiwawcze. Jeżeli otwór natrafił na sam środek gniazda o kształcie koła, wówczas gniazdo zostaje odkryte. Nastąpi to również, gdy środek gniazda wypadnie w jednym z wycinków kołowych, zakreskowanych, opisanych promieniem r z wierzchoł-

ków trójkąta. Jeśli środek gniazda jest w każdym innym punkcie pola trójkąta (nie zakreskowane) otwór go nie wykryje.

Prawdopodobieństwo więc wykrycia gniazd będzie stosunkiem pola zakreskowanego (f) do powierzchni całkowitej trójkąta (F) czyli

$$p = \frac{f}{F}$$

Ponieważ (f) jest powierzchnią półkoła, gdyż $\alpha + \beta + \gamma = 180^\circ$, a więc

$$f = \frac{\pi r^2}{2}$$

$$\text{Powierzchnia } F = \frac{l \cdot d \cdot \sin \alpha}{2}$$

$$p = \frac{\pi r^2}{l \cdot d \cdot \sin \alpha}$$

Dla sieci kwadratowej: $d = l$, a $\sin \alpha = 1$

$$p = \frac{\pi r^2}{l^2}$$

Przy poszukiwaniach złóż gniazdowych należy otwory wiertnicze lub szybiki poszukiwawcze rozmieścić w terenie równomiernie. Sposób jednak rozmieszczenia jest obojętny. Zwykle rozmieszcza się je w kwadrat.

Z uwagi na wysokie koszty zgłębnienia szybików poszukiwania złóż gniazdowych prowadzi się za pomocą otworów wiertniczych. Należy nadmienić, że w pierwszym stadium tych robót zakłada się rzadką sieć zasadniczą. Ta rzadka sieć zasadnicza ma na celu odnalezienie tylko takich gniazd, które pod względem wielkości nadają się do eksploatacji.

Odległość otworów sieci zasadniczej można obliczyć w następujący sposób:

Jeżeli średnia grubość gniazda wynosi m — w metrach,
powierzchnia gniazda w rzucie poziomym s — w metrach kwadratowych,
najmniejsze zasoby ciała użytecznego δ — ciężar wł.t/m³
w gnieździe, które opłaca się eksploatować

$$q = m \cdot s \cdot \delta$$

$$s = \frac{q}{m \cdot \delta}$$

Przyjmując powierzchnię "s" w postaci kwadratu o boku l

$$a = l^2 \quad l = \sqrt{s} = \sqrt{\frac{q}{m \cdot \delta}}$$

$$l = \sqrt{\frac{q}{m \cdot \delta}}$$

Wielkość l można zwiększyć w praktyce do 50 % ze względu na nieregularny kształt gniazd.

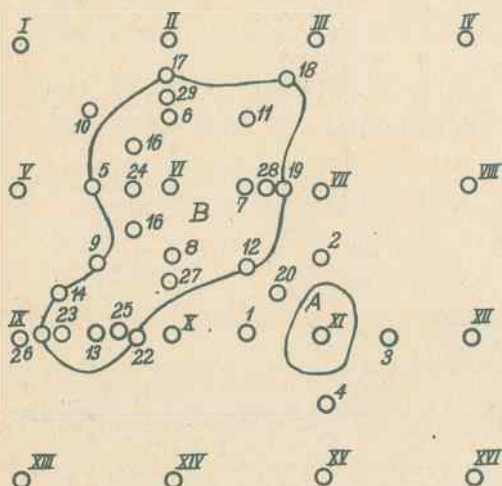
Jeżeli mamy sieć zasadniczą i niektóre otwory założone w tej sieci dały wynik pozytywny, niektóre zaś nie natrafiły na gniazdo wówczas dalsze otwory zagęszczające siatkę zakładamy, przestrzegając zasady będącej według zestawienia naszego X zasadą prowadzenia robót poszukiwawczych, którą można sformułować następująco:

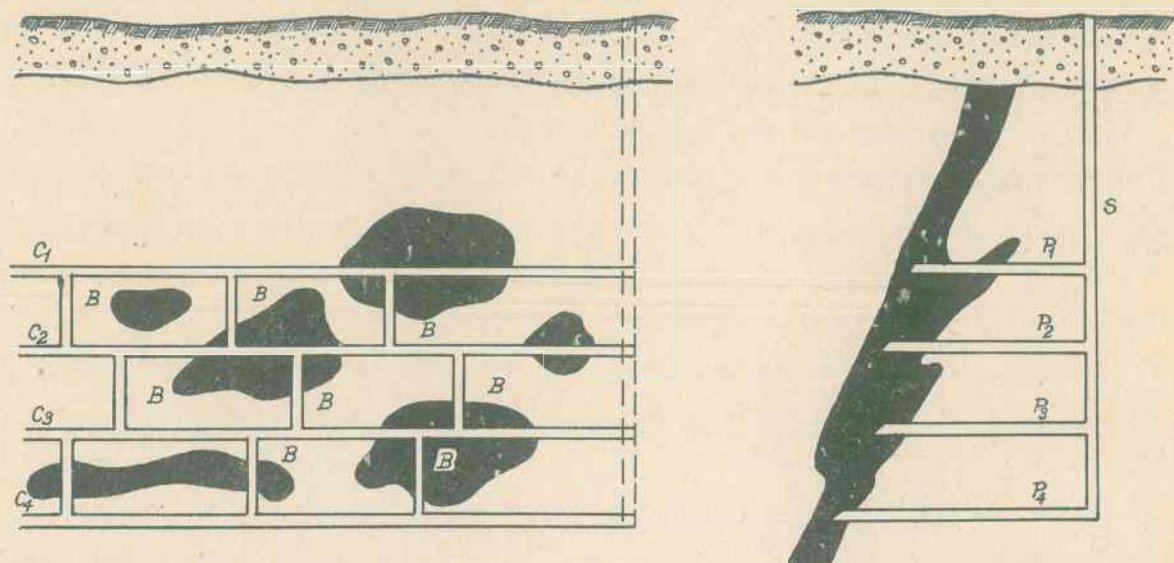
Rys.107. Zagęszczenie otworów

Jeżeli niektóre otwory sieci zasadniczej natrafiły na gniazdo kopaliny użytecznej dalsze otwory zagęszczające należy zakładać tylko między takimi dwoma, z których w jednym napotkano ciało kopalne w drugim zaś nie (rys.107).

B. Poszukiwania złóż gniazdowych podporządkowanych żyłom

Podobnie jak w przypadku złóż podporządkowanych pokładom naprzód poszukuje się żył we wstępnym poszukiwaniu, a po odnalezieniu ich i określeniu ich rozciągłości, upadu grubości oraz warunków zalegania, przystępuje się do poszukiwań szczegółowych w samej żył.





Rys.108. Poszukiwanie złóż gniazdowych i żylnych

Po stwierdzeniu np. otworami wiertniczymi istnienia żyły, zgłębia się szybik (rys.108) i z szybika tego wykonuje się szereg przecznic w odległości odpowiadającej wielkości gniazd. Po udostępnieniu żyły przecznicami, prowadzi się dalej w samej żyłce chodniki po rozciągłości oraz przecinki łączące chodniki poziome. Z chwilą napotkania gniazda ciała użytecznego przystępuje się do jego eksploatacji, wykorzystując wyrobiska wykonane do poszukiwań dla eksploatacji.

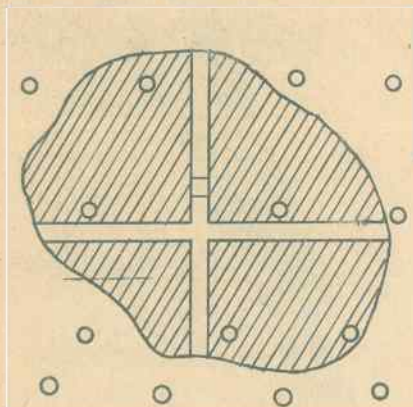
C. Poszukiwania złóż gniazdowych typu skupów (rys.109)

Złoża niektórych minerałów użytecznych, jak np. sól, występują często w postaci skupów lub tzw. pni.

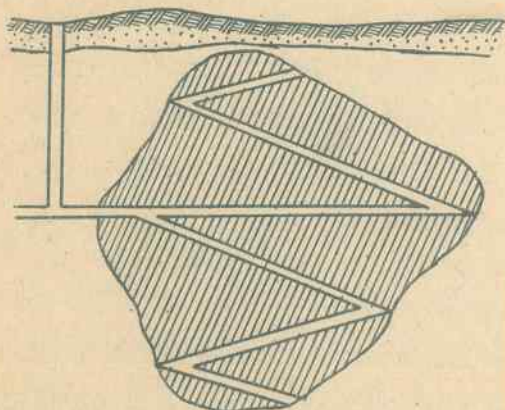
Poszukiwania wstępne złóż tego rodzaju polegają na założeniu otworów wiertniczych lub szybików. Po stwierdzeniu złoża można zgłębić szyb poszukiwawczy do samego złoża, tak że szyb przecina złoże na całej jego wysokości. Wymiary poprzeczne złoża (rys.109) określa się za pomocą chodników przeprowadzonych w środku złoża, w kierunku jego granic.

Zgłębianie szybu w samym złożu może być z pewnych powodów np. zawodnienia, niepożądane. W tym wypadku szyb można zgłębić w sąsiedztwie pnia (rys.110) i od szybu przeprowadzić przecznice, a następnie chodnik w samym złożu. Granice zale-

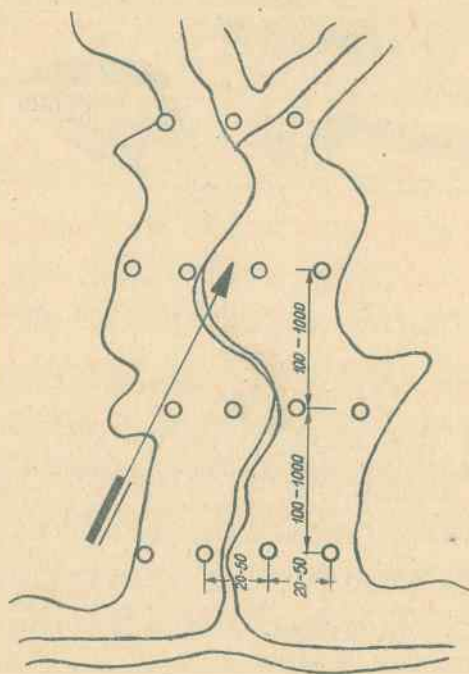
gania słupa określa się pędząc w różnych kierunkach chodniki z poziomego chodnika głównego badawczego. Można również określić granice za pomocą wierceń.



Rys.109. Poszukiwanie złóż gniazdowych typu słupów



Rys.110. Szyb w pobliżu słupa



Rys.111. Poszukiwania złóż okrucowych

IX. Poszukiwanie złóż okrucowych (rys.111)

Poszukiwania za złożami okrucowymi zbliżone są do poszukiwań złóż gniazdowych. Różnicą, jaka zachodzi między nimi, jest brak przy poszukiwaniach złóż okrucowych przewodnich pokładów lub żył, złoża okrucowe nie są bowiem związane genetycznie z otaczającymi je skałami.

Roboty poszukiwawcze prowadzi się najczęściej za pomocą otworów wiertniczych, rzadziej za pomocą szybków, jakkolwiek mogą one dać dokładniejsze wyniki aniżeli otwory wiertnicze. Można się też posługiwać sposobem czerpania z dna

zbiorników wody, jeżeli złóża znajduje się na ich dnie. Złóża okruchowe występują w dolinach potoków lub rzek. Linie poszukiwawcze zakłada się w poprzek tych dolin wstępnie w odległościach od 100 - 1000 m. Odległości otworów w linii poszukiwawczej 20 - 50 m. Jeżeli wstępne roboty poszukiwawcze wskazują na możliwość odnalezienia złóża, przystępuje się do poszukiwań szczegółowych, które różnią się od wstępnych tym, że odległość linii poszukiwawczych wynosi 30 - 50 m (200 m), a odległość otworów w linii 10 - 40 m.

Uwagi praktyczne przy wykonywaniu robót górniczych poszukiwawczych w terenie

Roboty górnicze, prowadzone na powierzchni lub pod ziemią podlegają nadzorowi tzw. urzędów górniczych. Przed przystąpieniem do robót górniczych powinien być opracowany ich plan i przedstawiony właściwemu urzędowi górniczemu do zatwierdzenia. Plan taki zawiera dokładny opis projektowanych wyrobisk górniczych, sposobu ich pędzenia i zabezpieczenia oraz sposób zabezpieczenia pracowników od nieszczęśliwych wypadków podczas pracy. Ponadto plan wymienia osoby odpowiedzialne za poszczególne działy i całokształt robót. Przepisy, dotyczące prowadzenia robót górniczych, ujęte są w przepisach np. dla węgla kamiennego w Przepisach technicznej eksploatacji kopalń węgla kamiennego wydanych przez Ministerstwo Górnictwa, oraz w Przepisach Wyższego Urzędu Górniczego w Katowicach.

W samym terenie, przy prowadzeniu robót górniczych poszukiwawczych należy pamiętać o tym, że wyrobiska górnicze, a więc rowy poszukiwawcze czy szybiki mogą być przyczyną nieszczęśliwych wypadków i dlatego przed rozpoczęciem robót i podczas ich trwania muszą być przedsięwzięte środki ostrożności jak:

1) Ogrodzenie miejsca każdego szybika tego rodzaju, by nie wpadł przechodzień lub zwierzę szczególnie w porze nocnej (nakrycie szybika pomostem deskowym).

2) Powinny być umieszczone tablice ostrzegawcze z napisem, że wstęp na teren jest wzbroniony.

Rowy, jak już wspomniałem, powinny być przy większej głębokości oszalowane za pomocą desek, okorków i rozpór. Szybiki, jeśli zgłębiane są w skałach słabych powinny być ubudowane.

Jeżeli przewiduje się do robót górniczych użycie materiałów wybuchowych, wówczas należy uzyskać zezwolenie na ich nabywanie, przechowywanie i używanie. Należy również postarać się o zatwierdzenie kilku z członków załogi górniczej na strażowych i na dozorców składu materiałów wybuchowych, oraz zakwalifikowanie osoby, z odpowiednim przygotowaniem, na technika strażowego. Przepisy oraz instrukcje, dotyczące materiałów wybuchowych omówione będą w jednym z dalszych rozdziałów pt. "Materiały wybuchowe w górnictwie".

X. BRANIE PRÓB NA ROBOTACH POSZUKIWAWCZYCH

Dla określenia jakości minerału użytecznego złoża, tak pod względem jego składu chemicznego, jak również ze względów technologicznych, od których to czynników zależy wartość i przydatność kopaliny użytecznej do celów gospodarczych, pobiera się w czasie prowadzenia robót poszukiwawczych próby kopaliny. Mogą to być próby mineralogiczne, w postaci okazów minerałów użytecznych, albo próby chemiczne, potrzebne do określenia, w drodze analizy chemicznej składu chemicznego lub próby techniczne, pobierane do przeprowadzenia badań nad możliwością i sposobami wzbogacania i zastosowania przemysłowego.

Istnieje wiele metod stosowanych przy pobieraniu prób, do najczęściej jednak stosowanych zaliczają się następujące:

- 1) Metoda pobierania próby z odstrzelonego urobku w przodku (czerpania),
- 2) Metoda siatkowa,
- 3) " świdrowania,
- 4) " bruzdowa,
- 5) " ścianania,
- 6) " próbne go wydobywania.

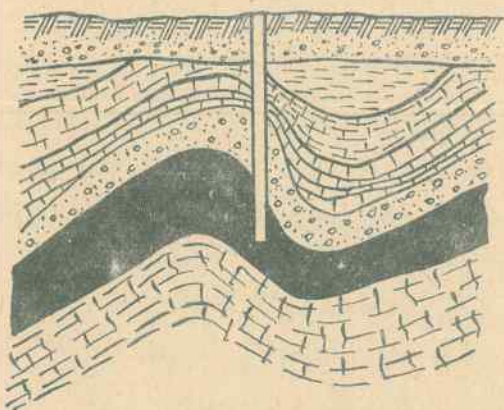
W Polsce stosowane są metody 4) 5) 6).

Wybór odpowiedniej metody zależy od samego charakteru złoża, miąższości jego i rozmiarów, struktury, twardości, sposobu mineralizacji, a dalej od celu, w jakim próba jest pobierana oraz od warunków samego pobierania próby.

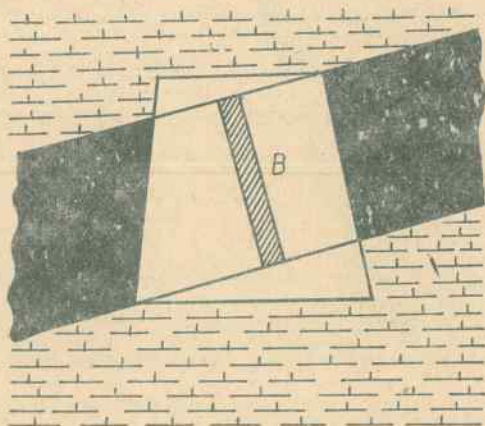
1) Metoda ozerpania polega na odstrzeleniu urobku. Otrzymany zwał urobkowy pokrywa się siatką z grubego sznura i ze środka każdego oka siatki wybiera się pewną ilość próby. Metodę tę stosuje się przy złożach jednorodnych.

2) Metoda siatkowa polega na tym, że na ścianie przodka rysuje się siatkę i ze środka lub kątów tej siatki wybiera się za pomocą narzędzi pewną ilość substancji ciała kopalnego. W Polsce nie bywa stosowana.

3) Metoda świdrowania jest dwójakiego rodzaju: albo pobranie próbki polega na samym wierceniu, albo na otrzymaniu próbki w formie rdzenia. Przy wierceniu otworów powinny one być rozmieszczone na całym przodku. Głębokość otworów sięga normalnie 5 - 6 m. Przy wierceniu pobiera się całkowity materiał. W tym celu montuje się odpowiednie urządzenie do zbierania nawierconego materiału. Metoda brania prób z otworów wierconych stosowana jest względnie rzadko i tylko przy złożach wielkich i jednorodnych. Najczęstsze jest wiercenie rdzeniowe. Ponieważ przy wierceniu rdzeniowym jest stosowana woda należy mieć ten fakt na uwadze, gdyż stwierdzono, że pobrana próba może być bogatsza niż samo złożo. Wynika to z faktu, że woda jest tym czynnikiem, który wzbogaca złożo przez wypłukiwanie części ilastych. Np. przy złożach rud żelaza zawartość Fe jest większa o 3-5 % niż sam urobek, a zawartość Si mniejsza o 2-4 %. Może się również zdarzyć, że przy złożach o nieprawidłowym kształcie w miejscu pobrania urobku złożo jest grubsze od normalnej miąższości (rys.112).



Rys.112. Nieprawidłowa grubość pokładu

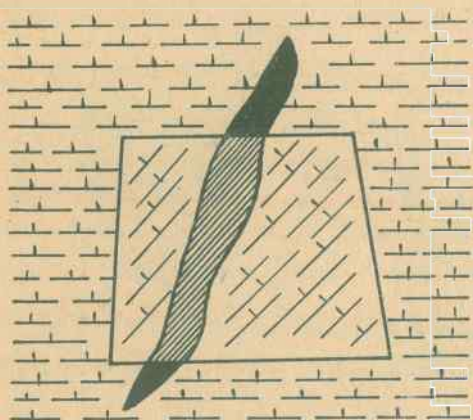


Rys.113. Bruzda w pokładzie

4) Metoda bruzdowa polega na wycinaniu w przodku bruzd. Bruzdy wycina się ręcznie za pomocą sześciokątnej dłuta i młotka o wadze 3 kg. Bruzda powinna być wycięta pod kątem prostym przez całą grubość złoży. Większą ilość bruzd należy wycinać w kierunku zapadania złoży, gdyż w tym kierunku złoże wykazuje największą zmienność. Próby do celów chemicznych pobiera się z pokładów w ten sposób że przodek chodnika w pokładzie wygładza się kilofami i między stropem a spągiem (rys.113) pokładu wycina się bruzdę równej szerokości i głębokości (1,5 - 10 cm) przy rudach jednorodnych lub 10 - 20 cm i głębokości 2-5 cm dla rud niejednorodnych.

Z bruzd otrzymuje się przy złożach rudnych z 1 mb bruzdy około 2 kg materiału.

Dla bruzd w pokładach węglowych obowiązują w poszczególnych krajach normy, podające szerokość i głębokość bruzdy zależnie od właściwości kopaliny (np. twardości). W Polsce szerokość bruzdy w pokładzie węgla kamiennego powinna wynosić 15 - 20 cm, a głębokość 10 - 15 cm, odległości wycinania bruzd zależą od złoży. Przy równomiernej mineralizacji odległości mogą być większe dochodzące do 50 m po rozciągłości, a w kierunku upadu do 20 m przy złożach pokładowych. Przy złożach żylnych rozmieszczenie bruzd jest gęstsze, a mianowicie przy stałej mineralizacji do 5 m, a przy b. nierównomiernej należy bruzdy zagęścić do 2 m. W złożach żylnych stosuje



Rys.114. Próba z żyły

się przy braniu prób, 5) metodę ścinania. Całą ścianę przodka, na której występuje (rys.114) żyła, ścina się na głębokość do 5 cm. W wypadku gdy mamy strefy impregnacyjne, wówczas bierze się osobno próbę z żyły, a osobno z otaczających ją skał impregnowanych minerałem użytecznym.

Oprócz metody bruzdowej i ścinania stosowana jest również

6) metoda próbnego wydobywania. Jeżeli mamy roboty tak rozwinięte, że można założyć przodek eksploatacyjny, wówczas

wydobywa się z niego urobek i urobek ten przedstawia próbę, którą należy zbadać. Metoda ta stosowana jest przy badaniu złóż, leżących na powierzchni, np. dolomitów, wapieni kwarcytów.

Zasady pobierania prób chemicznych

1) Próby chemiczne brane z różnych miejsc bada (analizuje) się osobno - nie wolno ich mieszać

2) Próby należy przygotować w 2 egzemplarzach. Jedną odsyła się do laboratorium, druga pozostaje dla kontroli.

3) Każda próba wysyłana do laboratorium powinna mieć metrykę, na której są wypisane szczegóły jak: miejsce skąd pochodzi, składniki na jakie ma być analizowana oraz wagę.

Nie wolno wysyłać prób anonimowych

4) Miejsce brania prób zaznacza się na planie oraz notuje się szkic miejsca pobrania próby w osobnym dzienniku.

5) Próbę pobiera się pod kontrolą odpowiedzialnej osoby z zachowaniem środków ostrożności, aby ktoś zainteresowany lub przez pomyłkę nie zmienił składu próby dorzucając np. opiłków żelaza do rudy żelaznej.

6) Próba powinna być czysta - bez domieszek.

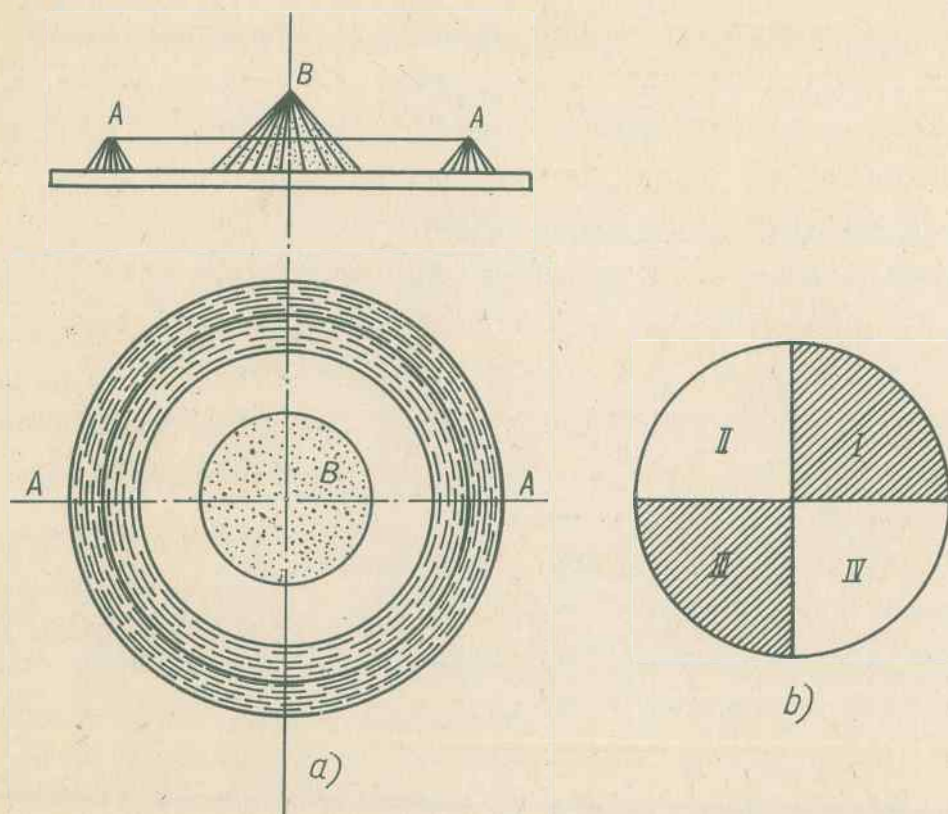
Ilość materiału pobranego w jednym miejscu wynosi do 10 kg.

Próby techniczne. Próba techniczna otrzymywana jest przez zmieszanie prób pobranych w różnych miejscach. Jest to główna różnica między próbą chemiczną. Próby techniczne mają za zadanie dać materiał, który by odpowiadał przyszłemu urobkowi, i to nie tylko pod względem składu chemicznego, ale również i składu ziarnowego. Próby te są znacznie większe od prób chemicznych i wynoszą około 300 kg. Na podstawie wyników prób technicznych projektuje się odpowiednie urządzenia przeróbki mechanicznej lub urządzenia technologiczne do przeróbki kopaliny.

Przygotowanie prób do analizy chemicznej. Do analizy chemicznej potrzebna jest próba w ilości 0,4 - 0,8 kg. z bruzd natomiast czy ścinań otrzymuje się próby o wiele większe. Wobec tego próbę pobraną z przodka poddaje się czynnościom, które zmniejszają jej ilość, ale w zamian sprawiają, że pomniejszona próba odpowiada ściśle składowi mineralnemu całej

próby surowej. W tym celu próbę rozdrabiamy, mieszamy i po-
mniewszamy.

Rozdrabnianie można wykonać za pomocą młotków rozbijając większe kawały lub też w moździerzu. Po rozdrobieniu do pewnych wielkości ziarn materiał próby zostaje poddany zmieszaniu metodą pierścienia i stożka (rys.115).



Rys.115

a - Mieszanie metodą pier-
ścienia i stożka

b - Łączenie ćwiartek

Materiał próby rozkłada się w postaci pierścienia na pod-
stawie z blachy żelaznej lub zbitym z desek pomoście. W środ-
ku tego pierścienia usypuje się stożek biorąc kolejno z
pierścienia małe ilości próby i sypiąc na wierzchołek stożka.

Operację tę należy wykonać 3-4 razy. Po tej operacji nastę-
puje pomniejszenie próby w ten sposób, że stożek rozplaszcz-
a się na 4 równe części (ćwiartki). Przeciwległe ćwiartki łą-
czy się (rys.115) pozostałe odrzuca. Otrzymuje się wtedy

2-krotne pomniejszenie. Czynność mieszania i kwartowania powtarza się aż do otrzymania żądanej ilości próby.

Najmniejsza dopuszczalna ilość próby. Średnica ziarn w próbie pobranej decyduje o jej wielkości. Im ziarna są większe tym próba musi być większa, gdyż istnieje prawdopodobieństwo że jest to materiał niejednorodny. Do określenia ilości wagowej próby stosuje się wzór Richarda - Bruntona: $q = kd^2$

gdzie: q = najmniejsza ilość próby w kg,

d = średnica największych ziarn próby w mm,

k = współczynnik zależny od charakteru mineralizacji złoża

k_1 = dla rud ubogich b.równomiernych = 0,25

k_2 = " " równom.drobnodziarnistych = 0,8

k_3 = " " średnio ubogich drobn.ziarn. = 1,8

k_4 = " " " " grubodziarn. = 4,5

k_5 = " " bogatych nierównom.ziarnist. = 10,0

k_6 = " " " " " = 20,0

Z powyższych wielkości współczynnika (k) widać, że im bardziej równomierna jest mineralizacja, tym (k) jest mniejsze i próby można brać mniejsze.

Przy pomniejszaniu prób węgla można stosować wzór prof. Budryka

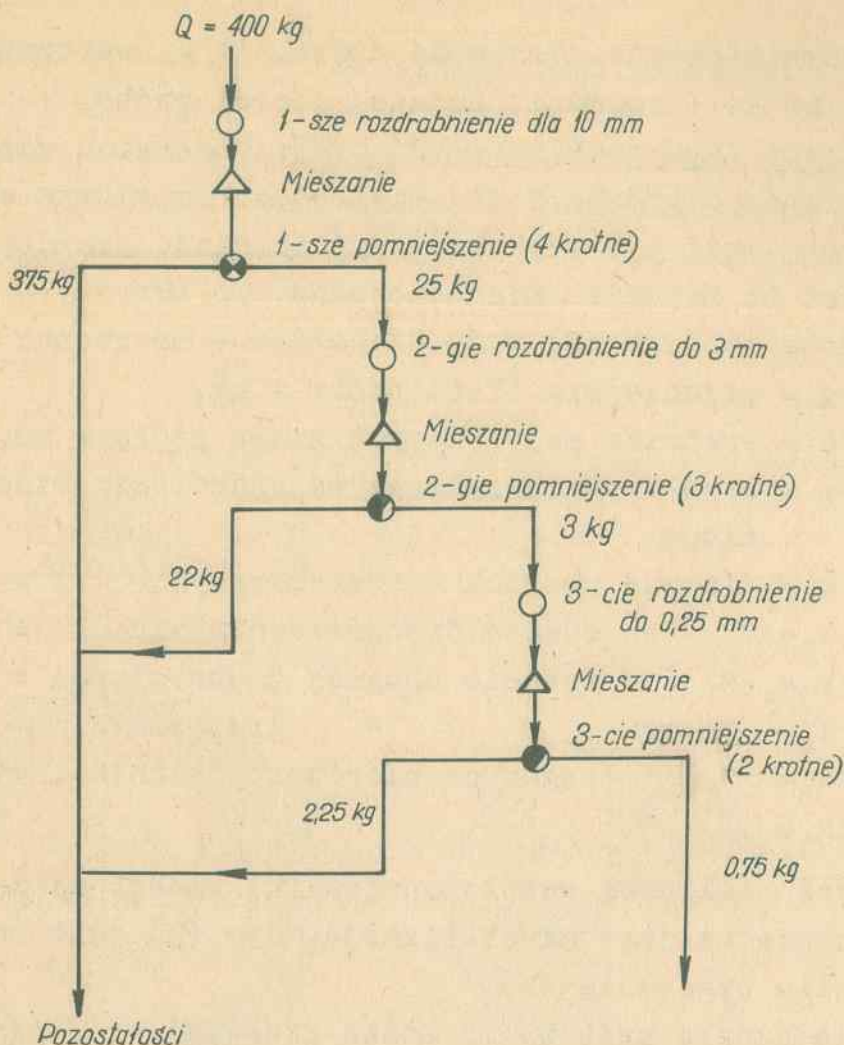
$$q = 0,05 d^{2,5}$$

w którym d oznacza wymiar kwadratowych otworów sita, przez jakie przechodzi całość materiału. Jeśli otwory sita są okrągłe, wymiar ich może być większy o 25 %.

Próbę węgla rozdrabnia się do tego stopnia, by wszystkie ziarna próby przechodziły przez sito o otworach nie przekraczających 6,3 mm przy czym próbę pomniejsza się do 5 kg.

Dalsze rozdrabnianie do 0,2 mm i pomniejszanie można wykonać w laboratorium.

Schemat pomniejszenia. Wykres przedstawiający kolejne czynności, którym poddana jest próba i kolejne pomniejszania próby nazywa się schematem pomniejszania (rys.116).



Rys. 116. Schemat pomniejszania

Przykład schematu pomniejszania podany w Górnictwie I. prof. W. Budryka.

Próba rudy ubogiej dla której współczynnik $k = 0,25$, pobrana została w ilości 400 kg. Z tej próby należy wydzielić próbę do analizy chemicznej wielkości 0,4 - 0,8 kg, oraz próbę techniczną. Decydujemy się na rozdrobnienie rudy w 3 stadiach:

I - do 10 mm

II - do 3 mm

III - do 0,25 mm

Wielkość próby przy ziarnach

I stad. $q = 0,25 \cdot 10^2 = 25 \text{ kg}$

II " $q = 2,25 \text{ kg}$

III " $q = 1,50 \text{ kg}$.

Po dwukrotnym pomniejszeniu próby w III stadium otrzymamy żądanej wielkości próbę do analizy chemicznej równą 0,75 kg.

XI. ZASOBY ZŁOŻA

A. Zasoby całkowite i przemysłowe

=====

Po odnalezieniu złoża ciała użytecznego i określaniu jego zalegania, głębokości, grubości, upadu i rozciągłości oraz jakości samego ciała kopalnego, na podstawie analiz chemicznych i technologicznych prób pobranych w czasie prowadzenia robót poszukiwawczych, należy obliczyć zasoby złoża.

Przez termin zasoby złoża rozumieć należy ilość użytecznego ciała kopalnego zawarta w złożu i wyrażoną w jednostkach wagowych, przeważnie w tonach.

Jeżeli w złożu występuje ciało kopalne o stałej zawartości substancji użytecznej, wówczas do obliczenia zasobów złoża potrzebne są dwie wielkości a mianowicie: objętość złoża (V) i ciężar właściwy substancji użytecznej (δ). Zasoby złoża (Q) równe są:

$$Q = V \cdot \delta$$

Obliczone w ten sposób zasoby są zasobami całkowitymi (geologicznymi) złoża. Z zasobów całkowitych część pewna pozostanie jednak nie wyeksploatowana, lub stracona w toku procesów przeróbki mechanicznej, wobec czego wielkość zasobów, które można będzie rzeczywiście uzyskać z danego złoża czyli zaw. zasobów przemysłowych będzie mniejsza o sumę strat, czyli zasoby przemysłowe (Q_p) wyniosą:

$$Q_p = Q - A$$

Q = zasoby całkowite w tonach

A - suma strat ciała kopalnego w t.

1) Przyczyny strat użytecznego ciała kopalnego

Przyczynami strat użytecznego ciała kopalnego są:

1) Filary oporowe, będące pasami nie wybranymi złoża, pozostawionymi wzdłuż wyrobisk celem zabezpieczenia ich przed ruchami skał.

2) Filary ochronne, niewybrane partie złoży, znajdujące się pod wartościowymi obiektami na powierzchni.

3) Nieczyste wybieranie złoży w miejscach eksploatacji.

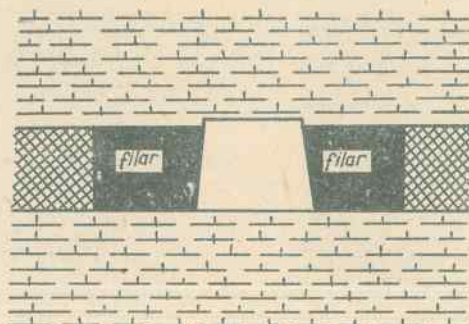
4) Straty przy sortowaniu i płukaniu na skutek przejścia części minerału użytecznego do odpadów.

Filary oporowe. Wzdłuż chodników przewozowych, wentylacyjnych, które muszą być utrzymane w wybranych częściach złoży zachodzi konieczność pozostawienia z obu stron chodnika pasów nie wybranych złoży tzw. filarów oporowych (rys.117). Również przy granicach pola kopalnianego i wzdłuż nich (rys.118) pozostawia się filary oporowe, dla niedopuszczenia wód i szkodliwych gazów na tereny kopalń sąsiadujących i odwrotnie. Przy uskokach wodonośnych (rys.119), pozostawia się również filary nie wybrane ze względów bezpieczeństwa i dla zapobieżenia nagłemu przedarcia się wód do wyrobisk kopalnianych.

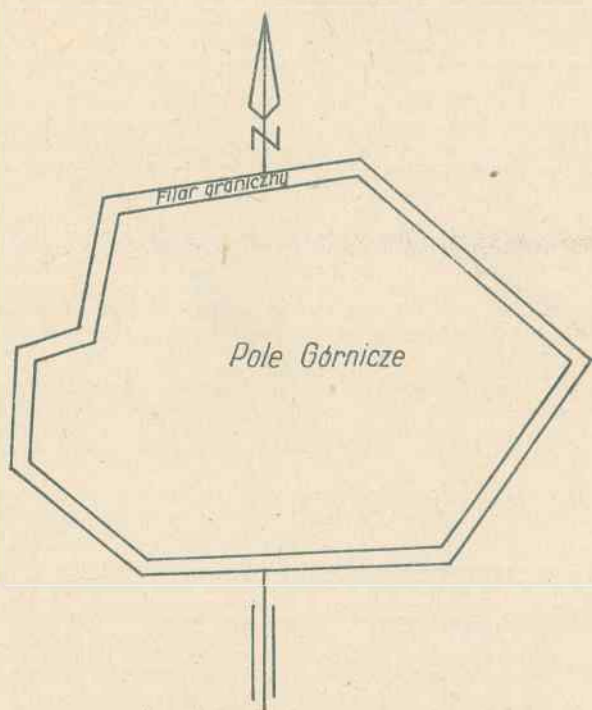
W czasie pożarów w kopalni występuje czasem konieczność pozostawienia tzw. filarów ogniowych dla izolowania od reszty złoży tej jego części w której ogień powstał (rys.120).

Filary ochronne. Jeśli w terenie występowania złoży znajduje się obiekt wartościowy czy urządzenia o poważnym znaczeniu gospodarczym, wówczas pozostawia się części złoży nie wybrane, czyli tzw. filary ochronne (rys.121). Pozostawienie filarów ochronnych dostatecznie wielkich ma nie dopuścić do ruchów skał pod obiektem chronionym, a przez to zapobiec uszkodzeniom obiektu.

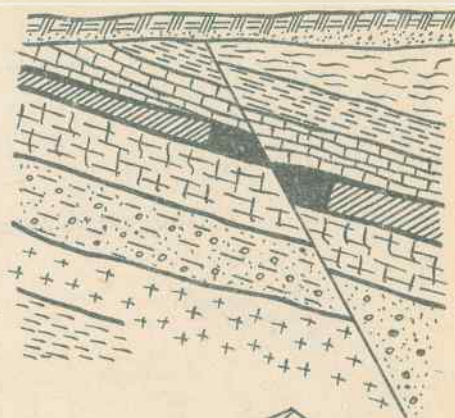
Do wyznaczenia filara ochronnego dla danego obiektu potrzebną jest znajomość wielkości kąta zasięgu wpływu eksploatacji (odbudowy). Kąt ten zależy od rodzaju skał i jest inny w kierunku rozciągłości (β) i inny od strony górnej krawędzi (β_1), wybierki, a inny od strony dolnej (β_2) (rys.122). Jeżeli wybierzemy kopalinę użyteczną ze złoży, wówczas nad wybraną przestrzenią tworzy się tzw. niecka osiadania. W części środkowej niecki następuje największe obniżenie terenu. Występują tu ruchy pionowe. Bliżej brzegów niecki mimo, że ugięcia są mniejsze, poważnie liczyć się trzeba z niebezpieczeństwem uszkodzenia budynku, ponieważ oprócz ruchów pionowych występu-



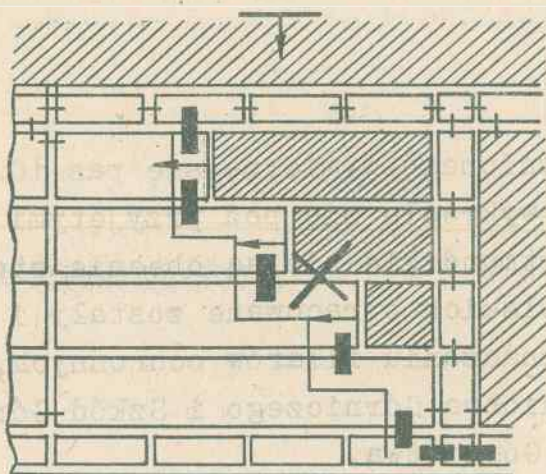
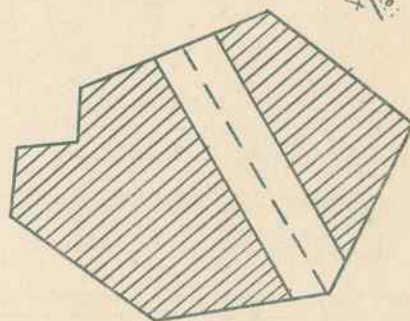
Rys.117. Filary oporowe



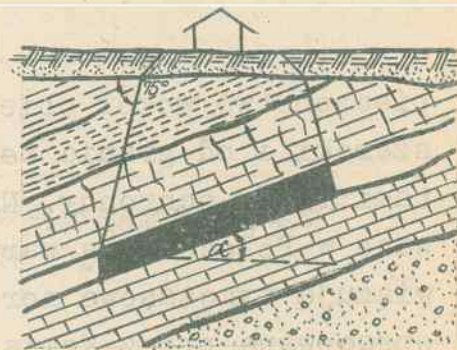
Rys.118. Filary graniczne



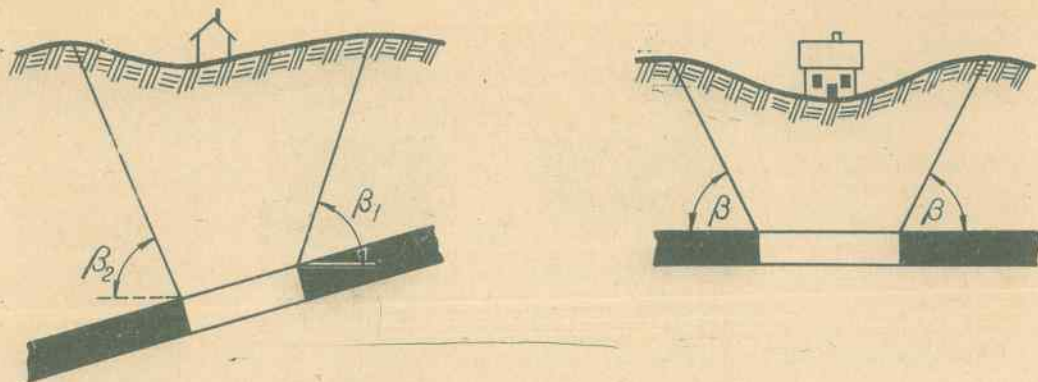
Rys.119. Filary przy uskokach



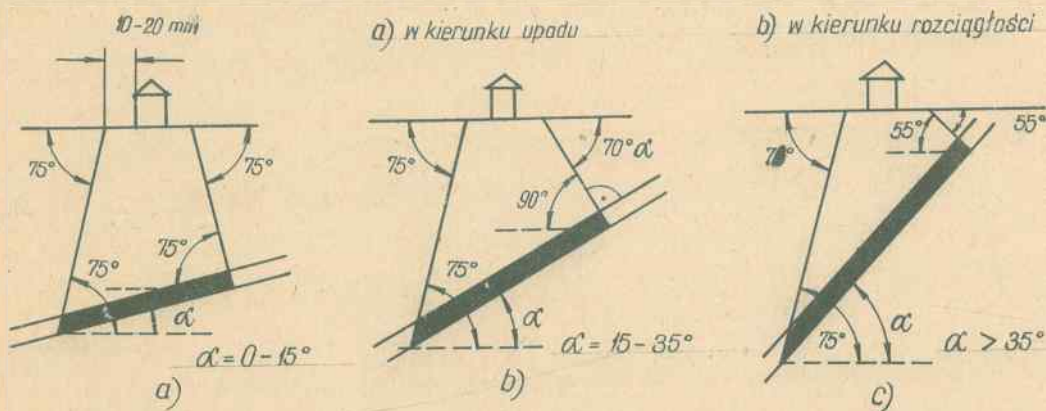
Rys.120. Filary ogniowe



Rys.121. Filary ochronne



Rys.122. Kąty zasięgu wpływów



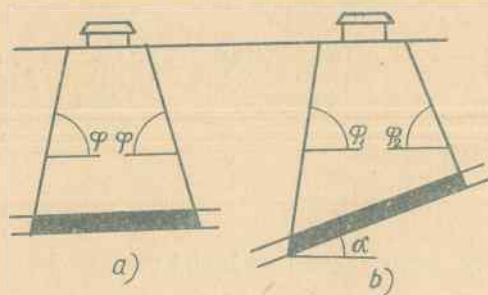
Rys.123. Normy dortmundzkie

ją tam ruchy boczne, powodujące spękanie lub nawet całkowite zniszczenie budynku. Wynika z powyższego, że budynek stojący w środku niecki może nie ulec uszkodzeniu, natomiast budowle na brzegach niecki odczuwają skutki osiadania terenu.

Przy wyznaczaniu filarów ochronnych stosowane były do niedawna normy podane przez W. Urząd Górniczy (Rys.123) w Dortmundzie. Dla skał formacji węglowej kąt zasięgu wynosi $\beta = 75^\circ$ w kierunku rozciągłości i upadu ($\beta_1 = 75^\circ$), Aby zwiększyć bezpieczeństwo wokół obiektu chronionego wymierza się pas 10 - 20m szeroki i od granic tego pasa wykreśla się pod przyjętymi kątami filar ochronny. Normy dortmundzkie nie są obecnie stosowane w Polsce. Dla warunków polskich opracowane zostały i obowiązują tymczasowe normy o wyznaczaniu filarów ochronnych, opracowane przez Komisję Miernictwa Górniczego i Szkód Górniczych przy Głównym Instytucie Górnictwa.

Wielkości kątów zasięgu wpływów eksploatacji (rys.124a i b).

Wielkości kątów zasięgu wpływów eksploatacji zależą od rodzaju skał i są na ogół inne w kierunku rozciągłości (φ), upadu (φ_1) i wzniesienia (φ_2).



Rys.124. Wielkość zasięgu wpływów wybierania i oznaczenia kątów wg. norm polskich.

I. W warstwach dyluwialnych $\varphi = 45^\circ - 50^\circ$ we wszystkich kierunkach, a dla warstw z kurzawką $\varphi = 6^\circ - 45^\circ$

II. W warstwach trzeciorzędowych $\varphi = 60^\circ$ we wszystkich kierunkach,

III. W warstwach triasowych $\varphi = 65 - 70^\circ$ we wszystkich kierunkach,

IV. W warstwach karbońskich

a) przy poziomym zaleganiu pokładu $\varphi = 75^\circ - 85^\circ$ zależnie od miejscowych warunków

b) przy upadzie od $0 - 45^\circ$ $\varphi = 75^\circ - 85^\circ$

$$\varphi_1 = \varphi + (90^\circ - \varphi) \cdot \frac{\alpha}{45^\circ}$$

$$\varphi_2 = \varphi - \alpha + (90^\circ - \varphi) \cdot \frac{\alpha}{45^\circ}$$

c) przy upadzie większym od 45° $\varphi = 75^\circ - 85^\circ$

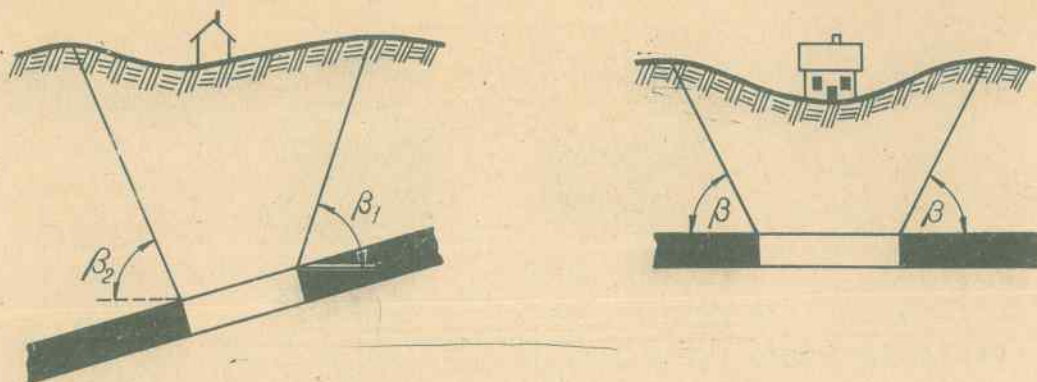
$$\varphi_1 = 90^\circ - \alpha(90^\circ - \varphi) \cdot \frac{\alpha - 45^\circ}{45^\circ}$$

$$\varphi_2 = \alpha - (90^\circ - \varphi) \cdot \frac{\alpha - 45^\circ}{45^\circ}$$

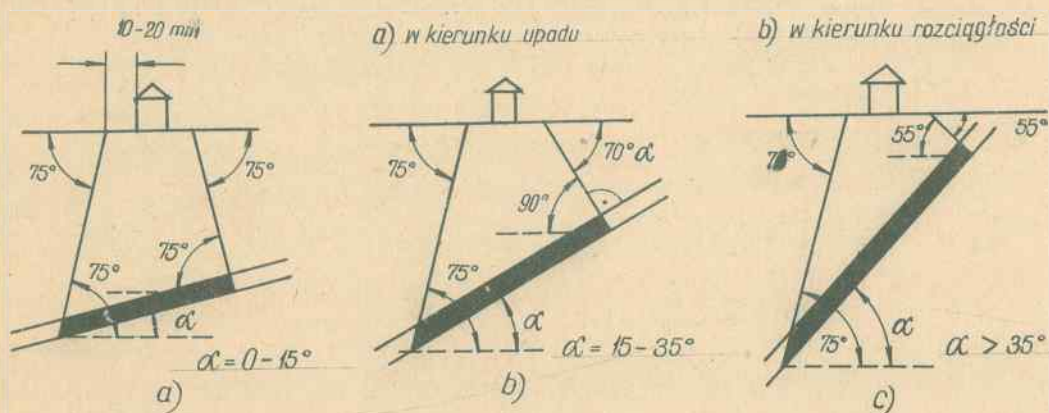
Chroniony obiekt powinien być otoczony pasem o szerokości od $0 - 50$ m, zależnie od wartości, przeznaczenia i czułości chronionego obiektu.

Z podanych względów dzieli się obiekty na 3 kategorie:

1) Obiekty ważne pod względem przemysłowym, które muszą być bezwzględnie chronione jak: Szyby wydobywcze, maszyny wyciągowe, wielkie piece, walcownie, stalownie, koksownie, elektrownie okręgowe, urządzenia wodociągowe, budynki wielopiętrowe, obiekty wojskowe ważne ze względów strategicznych.



Rys.122. Kąty zasięgu wpływów



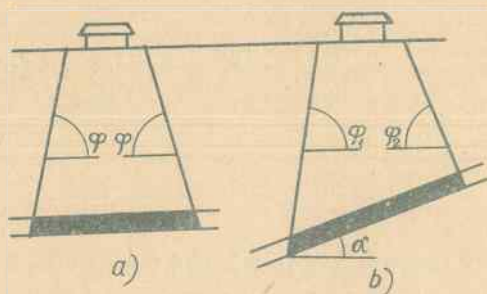
Rys.123. Normy dortmundzkie

ją tam ruchy boczne, powodujące spękanie lub nawet całkowite zniszczenie budynku. Wynika z powyższego, że budynek stojący w środku niecki może nie ulec uszkodzeniu, natomiast budowle na brzegach niecki odczuwają skutki osiadania terenu.

Przy wyznaczaniu filarów ochronnych stosowane były do niedawna normy podane przez W. Urząd Górniczy (Rys.123) w Dortmundzie. Dla skał formacji węglowej kąt zasięgu wynosi $\beta = 75^\circ$ w kierunku rozciągłości i upadu ($\beta_1 = 75^\circ$). Aby zwiększyć bezpieczeństwo wokół obiektu chronionego wymierza się pas 10 - 20m szeroki i od granic tego pasa wykreśla się pod przyjętymi kątami filary ochronne. Normy dortmundzkie nie są obecnie stosowane w Polsce. Dla warunków polskich opracowane zostały i obowiązują tymczasowe normy o wyznaczaniu filarów ochronnych, opracowane przez Komisję Miernictwa Górniczego i Szkód Górniczych przy Głównym Instytucie Górniczym.

Wielkości kątów zasięgu wpływów eksploatacji (rys.124a i b).

Wielkości kątów zasięgu wpływów eksploatacji zależą od rodzaju skał i są na ogół inne w kierunku rozciągłości (φ), upadu (φ_1) i wzniesienia (φ_2).



Rys.124. Wielkość zasięgu wpływów wybierania i oznaczenia kątów wg. norm polskich.

I. W warstwach dyluwialnych $\varphi = 45^\circ - 50^\circ$ we wszystkich kierunkach, a dla warstw z kurzawką $\varphi = 6^\circ - 45^\circ$

II. W warstwach trzeciorzędowych $\varphi = 60^\circ$ we wszystkich kierunkach,

III. W warstwach triasowych $\varphi = 65 - 70^\circ$ we wszystkich kierunkach,

IV. W warstwach karbońskich

a) przy poziomym zaleganiu pokładu $\varphi = 75^\circ - 85^\circ$ zależnie od miejscowych warunków

b) przy upadzie od $0 - 45^\circ$ $\varphi = 75^\circ - 85^\circ$

$$\varphi_1 = \varphi + (90^\circ - \varphi) \cdot \frac{\alpha}{45^\circ}$$

$$\varphi_2 = \varphi - \alpha + (90^\circ - \varphi) \cdot \frac{\alpha}{45^\circ}$$

c) przy upadzie większym od 45° $\varphi = 75^\circ - 85^\circ$

$$\varphi_1 = 90^\circ - \alpha(90^\circ - \varphi) \cdot \frac{\alpha - 45^\circ}{45^\circ}$$

$$\varphi_2 = \alpha - (90^\circ - \varphi) \cdot \frac{\alpha - 45^\circ}{45^\circ}$$

Chroniony obiekt powinien być otoczony pasem o szerokości od $0 - 50$ m, zależnie od wartości, przeznaczenia i czułości chronionego obiektu.

Z podanych względów dzieli się obiekty na 3 kategorie:

1) Obiekty ważne pod względem przemysłowym, które muszą być bezwzględnie chronione jak: Szyby wydobywcze, maszyny wyciągowe, wielkie piece, walcownie, stalownie, koksownie, elektrownie okręgowe, urządzenia wodociągowe, budynki wielopiętrowe, obiekty wojskowe ważne ze względów strategicznych.

2) Ważne obiekty przemysłowe, w których powstałe uszkodzenia można usunąć bez zatrzymania ich ruchu, osiedla o gęstym zabudowaniu, duże kościoły, budynki szkolne, rzeki, kanały spławne.

3) Mniej ważne obiekty kateg.2, koleje, wszelkie arterie komunikacyjne, tramwajowe, drogowe oraz wszystkie inne obiekty, których szkody da się szybko usunąć.

2. Obliczanie zasobów złoża

Zasoby całkowite (Q) równe są iloczynowi objętości złoża (V) i ciężaru właściwego kopaliny użytecznej (δ)

$$Q = V \cdot \delta$$

Przy złożach pokładowych poziomych, objętość pokładu równą jest:

$$V = S_0 \cdot m$$

S_0 - powierzchnia pokładu w m^2 na planie

m = grubość pokładu w m.

stąd

$$Q = S_0 \cdot m \cdot \delta$$

Dla pokładów nachylonych rzeczywista powierzchnia = $S = \frac{S_0}{\cos \alpha}$

$$V = \frac{S_0}{\cos \alpha} \cdot m$$

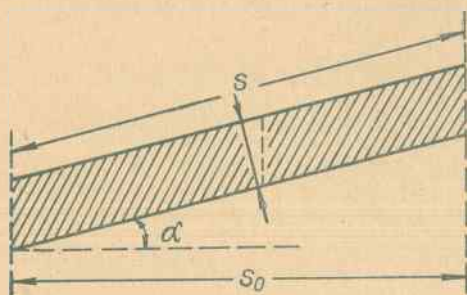
a

$$Q = \frac{S_0 \cdot m \cdot \delta}{\cos \alpha}$$

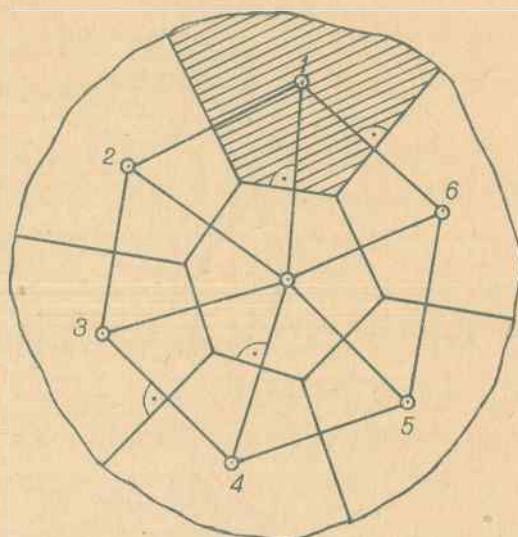
Gdy kąt $\alpha < 18^\circ$ można przy obliczeniu zasobów nie uwzględniać $\cos \alpha$ przyjmując jego przybliżoną wartość równą 1.

Błąd obliczeniowy nie przekracza 5 %. Przy większym kącie nachylenia pokładu należy uwzględnić w obliczeniu $\cos \alpha$, Przy złożach o wymiarach zmiennych przyjmuje się ich średnie wartości. W tych wypadkach

$$V = L_{sr} \cdot B_{sr} \cdot M_{sr}$$



Rys.125. Obliczenie zasobów pokładów nachylonych



Rys.126. Metoda wielokątów

$L_{\text{śr.}}$ = średnia długość złoża w m.

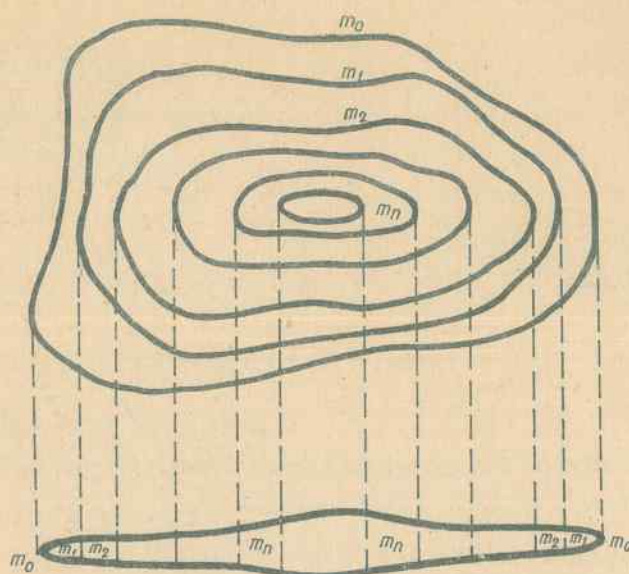
$B_{\text{śr.}}$ = " szerokość " " "

$M_{\text{śr.}}$ = " miąższość " " "

Jeżeli w terenie założone zostały szybiki poszukiwawcze lub otwory wiertnicze, w których stwierdzono występowanie złoża nieregularnego, to dla obliczenia jego objętości łączymy na planie punkty tych otworów i przeprowadzamy prostopadłe do odcinków poszczególnych, otrzymując wieloboki. Celem obliczenia zasobów mierzymy powierzchnię (planimetrem) każdego z wieloboków. Objętość złoża w poszczególnym wieloboku oblicza się mnożąc powierzchnię przez jego grubość. Sumując objętość złoża w poszczególnych wielobokach otrzymamy objętość całego złoża, która przy znajomości ciężaru właściwego kopaliny użytecznej pozwala na obliczenie zasobów całkowitych.

Metoda ta nazywa się metodą wieloboków (rys.126).

Przy obliczaniu zasobów najdokładniejszy i najściślejszy jest sposób planimetrowania (rys.127). Polega on na tym, że mając szereg punktów o znanej grubości pokładu, wyprowadza się linie jednakowej grubości złoża za pomocą interpolacji. Następnie planimetrując powierzchnię ograniczoną odpowiednimi liniami i mnożąc ją przez średnią miąższość danej części złoża, otrzymuje się liczbę zasobów kopaliny w złożu.



Rys.127. Metoda planimetrowania

Oznaczanie ciężaru właściwego kopaliny użytecznej. Na skutek spękań i porowatości ciała kopalnego rzeczywisty ciężar właściwy kopaliny użytecznej jest mniejszy od ciężaru właściwego mineralogicznego. Dla określenia więc bezpośrednio ciężaru właściwego wykonuje się wyrobiska o kształcie możliwie prawidłowym geometrycznie, oblicza się ich objętość i waży otrzymany z nich urobek. Ze stosunku wagi urobku do objętości wynika ciężar właściwy δ (t/m^3).

Wydajność złoża. Przy złożach pokładowych zalegających poziomo lub prawie poziomo używa się często terminu wydajność złoża. Wydajność złoża jest to ilość użytecznego ciała kopalnego przypadająca na jednostkę powierzchni (m^2) wyznaczonej w rzucie poziomym na planie. Zasoby złoża

$$Q = S_0 \cdot w$$

(w = wydajność t/m^2)

S_0 = pow. w m^2 na planie)

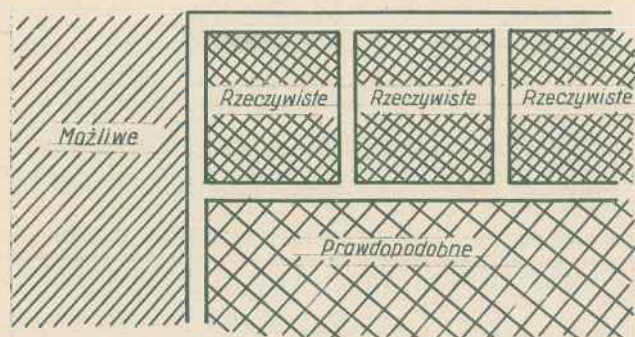
Sposób taki obliczania zasobów złoża stosowany jest przeważnie do obliczania zasobów złóż rud żelaznych w obszarze częstochowskim i świętokrzyskim.

B. Klasyfikacja zasobów

=====

Wszystkie obliczenia zasobów opierają się na wynikach z badań poszukiwawczych złoża, analiz chemicznych, technologicznych i technicznych oraz na przesłankach geologicznych. Jeżeli złoże jest prawidłowe, to obliczenia są dokładniejsze, przeciwnie - przy złożach o nieregularnych kształtach lub zmiennej grubości błędy przy obliczaniu zasobów będą tym większe im bardziej nieregularne będzie złoże. Zasoby złoża będą tym bardziej zbliżone do rzeczywistości zawartych w złożu, im więcej będzie robót poszukiwawczych i większa dokładność ich wyników. Ze względu na różny stopień pewności istnienia zasobów wyróżniamy 3 ich kategorie w zależności od ilości wyrobisk górniczych otaczających obszar zasobów.

- 1) Zasoby rzeczywiste (pewne, stwierdzone),
- 2) " prawdopodobne,
- 3) " możliwe.



Rys.128. Zasoby rzeczywiste, prawdopodobne możliwe

Do kategorii pierwszej, zasobów rzeczywistych, zalicza się zasoby udostępnione i przygotowane z 4 stron lub, gdy złoże jest bardzo regularne, z 3 stron (rys. 128). Do drugiej - zasoby prawdopodobne - zalicza się zasoby udostęp-

nione i przygotowane z 3 stron, a przy regularnym zaleganiu złoża z 2 stron.

Trzecią kategorię stanowią zasoby udostępnione i przygotowane z jednej strony. Do zasobów możliwych zalicza się część złoża poniżej najniższego poziomu kopalni oraz poza granicami udostępnienia złoża.

W r.1929 Rosyjski Komitet Geologiczny ustalił klasyfikację następującą:

Zasoby kategorii A1 są zasoby złoża, które w granicach zakreślonych wyrobiskami, otworami i naturalnymi wychodniami umożliwiają interpolację sąsiednich danych. Są to zasoby określające rentowność przedsiębiorstwa.

Zasoby kategorii A2 są to zasoby ustalone jak przy A1, tylko odległość między otworami jest większa i nie pozwala na dokładną interpolację.

Zasoby kategorii B jak zasoby A2 z tym, że badania nie pozwalają zaliczyć ich do poprzednich kategorii. Wyniki badań tej kategorii służą do sporządzania projektów przemysłowych.

Zasoby kategorii C ustalone na podstawie wniosków geologicznych, badań geofizycznych i naturalnych odsłonień. Mają one znaczenie w planowaniu robót geologicznych.

W Polsce obowiązuje obecnie klasyfikacja zasobów wynikająca z Uchwały Rady Ministrów z r.1952, dotyczącej ustalenia i zatwierdzenia stopnia poznania zasobów.

Klasyfikacja zasobów złóż w Polsce. W zestawieniach zasobów podawanych przez kopalnię przy planowaniu na dłuższy czas podawane były dotychczas dwie kategorie, a mianowicie :

- 1) zasoby pewne, zbadane nie tylko otworami wiertniczymi, lecz i robotami górniczymi,
- 2) zasoby niepewne stwierdzone za pomocą nielicznych robót poszukiwawczych przeważnie otworów, w mniejszym stopniu wyrobisk górniczych.

W obu kategoriach wyróżniono przy tym zasoby w filarach ochronnych (możliwe do wybrania lub stracone).

W r.1952 ogłoszona została Uchwała Rady Ministrów Nr 864 z dnia 10.X.1952 w sprawie ustalenia i zatwierdzenia stopnia poznania, zasobów (dokumentowania) złóż kopalin i rozmiaru dokonywania inwestycji przed przystąpieniem do eksploatacji złoża.

Uchwała ta przewiduje podział zasobów kopalin na kategorie A, B, C (C1, C2) pod względem stopnia poznania. Najwyższy stopień poznania mają zasoby kategorii A, przygotowane robotami przygotowawczymi do bezpośredniej eksploatacji. Stwierdzona odpowiednimi próbami jakość i przydatność technologicz-

na nie budzi żadnych zastrzeżeń. Zaliczenie do poszczególnych kategorii opierać się powinno na uprzednim stwierdzeniu:

- 1) rodzaju i jakości kopaliny,
- 2) granic kształtu i objętości złoża,
- 3) ilości kopaliny w złożu,
- 4) geologicznej możliwości wydobycia kopaliny.

Jeżeli czynniki wymienione są poznane w różnych kategoriach, wówczas przyjmuje się do oszacowania stopnia poznania najniższy stopień poznania jednego z wymagań.

Rodzaj kopaliny użytecznej określa się badaniami mineralogicznymi lub petrograficznymi.

Jakość kopaliny przedstawia charakterystyka technologiczna przy czym do kategorii:

C2 - zalicza się zasoby kopaliny, której rodzaj został stwierdzony badaniami mineralogicznymi lub petrograficznymi prób pobranych w miejscach odsłoneń, a charakterystyka technologiczna jakości ustalona została na podstawie podobieństwa z innymi kopalinami.

C1 - jak wyżej, z zaznaczeniem, że próby pobrano metodycznie z odsłoneń naturalnych i sztucznych, a charakterystykę technologiczną stwierdzono badaniami laboratoryjnymi.

B - Jak poprzednio tylko próby pobrane z miejsc wykonania szczegółowych robót geologiczno-poszukiwawczych, a charakterystykę stwierdzono badaniami w skali półtechnicznej.

A - próby z miejsc robót zagęszczonych geologiczno-poszukiwawczych, a charakterystykę technologiczną otrzymano w skali przemysłowej lub półtechnicznej.

Granice złoża. Z uwagi na czynnik granic, złoża zaliczane są do kategorii:

C2 - zalicza się zasoby, których granice zostały wyznaczone zdjęciami geologicznymi w zakresie potrzebnym do określenia: a) typu i ogólnej budowy geologicznej złoża, jego głębokości, budowy geologicznej nadkładu, b) zdjęciami geofizycznymi, jeśli takie jest wskazane, c) na podstawie wniosków z robót geologiczno-poszukiwawczych lub robót górniczych, wykonanych w otoczeniu złoża.

C1 - jak poprzednio wymienione przy C2, z uwzględnieniem wyników odosobnionych robót geologiczno-poszukiwawczych,

B - jak przy C, - z uwzględnieniem wyników robót geologiczno-poszukiwawczych szczegółowych i dodatkowych podstawowych badań geologicznych.

A - zasoby, których granice określone zostały na podstawie zagęszczonych robót geologiczno-poszukiwawczych, geologicznych badań podstawowych, dokładnych zdjęć geologicznych i geofizycznych.

Ilość kopaliny użytecznej w złożu oblicza się na podstawie objętości złoża, jakości kopaliny i jej własności fizycznych, a przy kopalinach płynnych i gazowych z uwzględnieniem właściwości środowiska. Nie bierze się pod uwagę strat przy eksploatacji i przeróbce. Są to więc zasoby geologiczne, całkowite.

Geologiczna możliwość wydobycia kopaliny. Z tego punktu widzenia zalicza się do kategorii:

C2 - złoża z których możliwości wydobycia kopaliny użytecznej wykazano teoretycznie przedstawionymi badaniami geologicznymi:

C1 - na podstawie odosobnionych robót poszukiwawczych,

B - " " " " " "

A - " " " " " "

Przebadanie wszystkich czynników dla określenia, w jakim stopniu poznane jest złożo, i w konsekwencji, z jakimi realnie zasobami możemy mieć do czynienia, wymaga dużego wkładu pracy, który jednak jest w pełni uzasadniony, aby przed przystąpieniem do inwestowania na złożu kopalni była dostatecznie zbadana podstawa każdej kopalni tj. złożo kopaliny użytecznej.

Z załącznika do "Uchwały" odnośnie do stopnia poznania złoża pt. Zasady ustalania stopnia poznania zasobów złóż kopalin, wynika, z rozróżniania tzw. zasobów bilansowych, nadających się przy obecnym stanie techniki do eksploatacji, oraz zasobów pozabilansowych, które nie mogą być eksploatowane.

Stopień poznania złoża zatwierdza Centralny Urząd Geologiczny (C.U.G), w którym zasiada Komisja Zasobów Kopalin.

Zatwierdzaniu podlegają tylko takie złoża, które ze względu na ilość, rodzaj i możliwość wydobycia kopaliny użytecznej nadawać się będą do przemysłowej eksploatacji.

Zatwierdzenie stopnia poznania zasobów złóż uprawnia do dokonywania nakładów na dalsze badania w następnej kategorii lub podkategorii.

Zatwierdzenie w poszczególnej kategorii uprawnia do gospodarczego wykorzystania złoża oraz do dokonywania nakładów inwestycyjnych na zasadach określonych przez Przewodniczącego PKPG w następującym rozmiarze.

Zatwierdzenie w kateg. C2 uprawnia do perspektywicznego krajowego planowania gospodarczego:

w C1 - do planowania przemysłowego,

w B - uprawnia do sporządzania inwestycyjnych założeń projektowych,

w A - uprawnia do sporządzania wstępnych i technicznych projektów eksploatacyjnych i do samej eksploatacji złoża.

C.U.G. ma wydać jeszcze szczegółową instrukcję ustalania stopnia poznania złoża i do tego czasu obowiązuje Instrukcja Państwowego Instytutu Geologicznego z dnia 7.IX.1950 r. w sprawie opracowania zasobów na dzień 1.I.1950 r. Mając zasoby złoża w odpowiedniej kategorii (B) przystępuje się do opracowania dokumentacji technicznej założenia kopalni. Dokumentacja ma pewne stopnie, a więc składa się 1) z założenia projektowego budowy kopalni, 2) projektu wstępnego, 3) projektu technicznego.

W założeniach projektowanych częścią podstawową jest część geologiczna, opisująca dokładnie złoża i dokumentująca jego przemysłowość wynikami robót poszukiwawczych analiz chemicznych i technologicznych, opisami, przekrojem złoża, profilem robót górniczych poszukiwawczych, mapami pokładowymi i terenowymi itp. Opracowanie tej części należy do zakresu pracy inżyniera geologa, którego obowiązkiem jest przedstawienie złoża i jego warunków w sposób jak najdokładniejszy, zgodny z faktami i wydanie opinii o jego wartości przemysłowej i na-

dawaniu się do eksploatacji na podstawie nauki i analogii do podobnych złóż. Niezbędna jest przeto inżynierowi geologowi znajomość górnictwa i metod eksploatacji złóż. Poza częścią geologiczną założenia projektowe obejmują część górnictwą zawierającą ogólną koncepcję i ewentualne warianty wyboru sposobu eksploatacji i rozmiarów projektowanej kopalni. W części mechanicznej podane są maszyny i urządzenia potrzebne do zainstalowania w kopalni. Założenia kończy część ekonomiczna, określająca w przybliżeniu wysokość potrzebnych nakładów inwestycyjnych i wskaźniki ekonomiczno-techniczne kosztu jednostki produkcji. Założenia projektowe podlegają zatwierdzeniu przez Komisję Oceny projektów (KOPI) na szczeblu Zjednoczenia lub Centralnego Zarządu następnie Ministerstwa, a w końcu PKPG. Po zatwierdzeniu założeń opracowanie szczegółów następuje w tzw. Projekcie Wstępnym oraz w "Projekcie technicznym", który jest już projektem szczegółowym wykonania robót, instalacji, maszyn itp. Projektowanie kopalń omówione będzie po zapoznaniu się z podstawowymi sposobami eksploatacji złóż. Po zatwierdzeniu dokumentacji technicznej, można przystąpić do założenia kopalni i rozpoczęcia robót udostępnienia złoża.

Dział II. UDOSTĘPNIENIE ZŁOŻ

XII. UDOSTĘPNIENIE ZŁOŻ DO EKSPLOATACJI

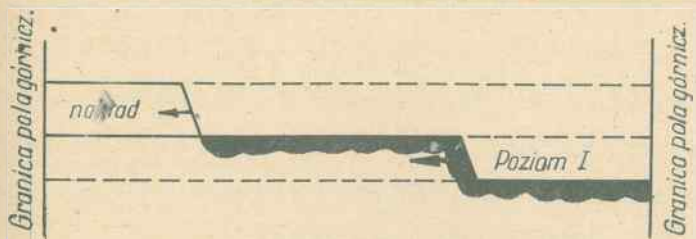
A. Zasady i sposoby udostępnienia złóż dla eksploatacji od- ===== krywkowej i podziemnej =====

Udostępnienie złoża kopaliny użytecznej polega na wykonaniu w terenie występowania złoża robót różnego rodzaju i wyrobisk górniczych, przeważnie w skałach płonnych. Wyrobiska te mają na celu połączenie złoża z powierzchnią ziemi i umożliwienie przygotowania go do eksploatacji oraz prowadzenia samej eksploatacji.

W wypadku złoża zalegającego nie głęboko pod powierzchnią ziemi, a więc przykrytego niezbyt grubą warstwą skał płonnych tworzących tzw. nadkład, udostępnienie złoża polega na zdjęciu warstwy nadkładu (rys.129). Po usunięciu nadkładu można roz-



Rys.129. Zdejmowanie całego nadkładu



Rys.130. Częściowe zdejmowanie nadkładu

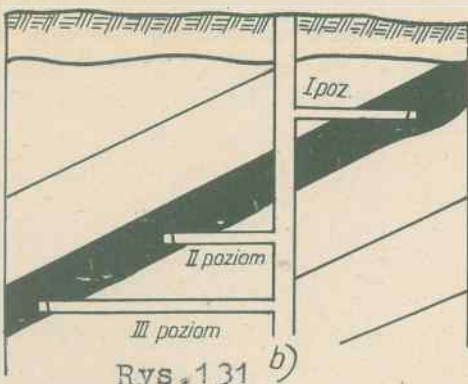
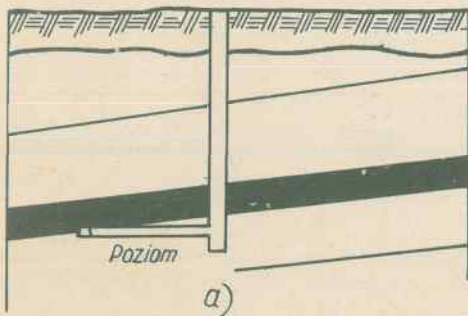
począć w samym złożu roboty przygotowawcze w postaci wkopów, wciniek, mających przygotować złoże do wybierania sposobem odkrywkowym.

Zdjęcie nadkładu może być wykonane jednorazowo na całym obszarze złoża przed przystąpieniem do właściwego wybierania kopaliny użytecznej, albo częściami, w miarę posuwania się frontu wybierania. jednak z zachowaniem wyprzedzenia

na taką odległość, by zdejmowanie nadkładu nie stanowiło przeszkody dla prowadzenia samej eksploatacji. W praktyce stosowany jest raczej drugi sposób częściowego zdejmowania (rys.130) nadkładu, z uwagi na możliwość składania skały płonnej, nadkładowej, w miejscach po wybraniu ciała użytecznego oraz z uwagi na równomierne rozłożenie kosztów robót udostępniających, w miarę otrzymywania kopaliny użytecznej z eksploatacji.

Udostępnienie złóż lub ich części, znajdujących się na większych głębokościach od powierzchni ziemi, przy których racjonalnym sposobem eksploatacji jest sposób eksploatacji podziemnej, polega na przeprowadzaniu zespołu podziemnych wyrobisk (pionowych, pochyłych i poziomych), łączących złożę lub jego części z powierzchnią ziemi. Wyrobiska te zwane wyrobiskami udostępniającymi mają służyć do transportu kopaliny użytecznej z podziemia na powierzchnię i do transportu z powierzchni na dół potrzebnych materiałów, dla dojścia załogi do miejsc eksploatacyjnych oraz do przewietrzania, odwadniania itp.

Zależnie od sposobu zalegania złoża oraz jego charakteru i wielkości można udostępnić złożę wgłębnę, albo na jednym poziomie najniższym (rys.131a), albo na kilku poziomach (rys. 131b). Założenie kilku poziomów i otwieranie dostępu kolejno do coraz to głębszych części złoża zachodzi wówczas, gdy złożę składa się z części, występujących na różnych głębokościach i zawierających znaczną ilość zasobów kopaliny użytecznej, których wydobyć tylko z jednego, najgłębszego poziomu musiałoby trwać kilkadziesiąt, a nawet parę setek lat.



Rys.131 b)

- a Udostępnienie jednym poziomem
- b Udostępnienie na kilku poziomach.

Eksploatacja złoża, polegająca na udostępnieniu i wybieraniu kolejnym coraz to głębszych jego

partii nosi nazwę eksploatacji poziomami. Przy tym sposobie złoża i jego zasoby są w profilu pionowym dzielone płaszczyznami poziomymi przechodzącymi przez punkty udostępnienia na części, tzw. poziomy w których koncentrują się roboty eksploatacyjne.

Założenie kilku poziomów ma na celu: skrócenie dróg przewozowych, skrócenie czasu istnienia wyrobisk chodnikowych i czasu ich utrzymywania oraz koncentrację robót eksploatacyjnych na jednym, a rzadziej na dwóch poziomach kopalni.

Czynniki te powodują zmniejszenie kosztów utrzymania wyrobisk i ogólnego kosztu jednostki wydobycia.

Przepisy technicznej eksploatacji kopalń węgla (w skrócie PTEKW) Dział II rozdz. 3 § 19 podkreślają że "Każda kopalnia powinna dążyć do osiągnięcia całej zaplanowanej produkcji ^{nie} więcej jak z 2 poziomów wydobywczych". Czas istnienia pojedynczego poziomu wydobywczego powinien być wystarczająco długi, aby można było racjonalnie zamortyzować wydatki na jego urządzenie".

Przez termin poziom kopalni należy w ścisłym ujęciu rozumieć płaszczyznę poziomą przeprowadzoną przez punkty udostępnienia złoża lub jego części na pewnej głębokości od powierzchni. Ponieważ w płaszczyźnie tej przeprowadzone są wyrobiska poziome, udostępniające część złoża bezpośrednio lub w nawiązaniu do innych wyrobisk pionowych czy pochyłych, łączących ją z powierzchnią ziemi, potocznie nazwą poziomu kopalni objęty jest zespół wyrobisk poziomych, udostępniających złoża na pewnej głębokości.

Z wyrobiskami udostępniającymi część złoża w danym poziomie łączą się zwykle bezpośrednio, albo chodniki podstawowe (piętrowe), służące głównie za drogi przewozowe urobku, albo chodniki piętrowe, służące głównie dla wentylacji kopalni. Poziom, z którego wyrobisk odbywa się wyciąganie szybem (wydobywanie) urobku na powierzchnię nazywa się poziomem wydobywczym, poziom zaś, którego wyrobisk głównym przeznaczeniem jest wentylacja poziomem wentylacyjnym.

Poziomem wydobywczym jest zazwyczaj dolny, głębszy poziom, w którym koncentruje się cały przewóz urobku, górny zaś jest poziomem wentylacyjnym.

Oprócz poziomów głównych wydobywczych zakładane są czasem w kopalni tzw. podpoziomy, w celu wybrania partii złoża, znajdującego się głębiej od poziomu głównego wydobywczego. Wyrobiskiem łączącym chodnik przewozowy podpoziomu z wyrobiskami głównego poziomu jest upadawa, którą wyciąga się urobek na główny poziom.

Zasady udostępnienia złoża.

Jedną z głównych zasad, jakich należy przestrzegać przy otwieraniu dostępu do złoża jest, by złoże lub jego część udostępniona została w partii najniższej.

Zachowanie tej zasady jest korzystne, ponieważ większość zasobów zawartych w udostępnionej części złoża znajdować się będzie powyżej poziomu i po urobieniu może być odstawioną w kierunku z góry na dół, a więc zgodnie z kierunkiem działania siły ciężkości, która może być wykorzystana w celu ułatwienia odstawy urobku na główny poziom wydobywczy.

Złoże wgłębne powinno być udostępnione w myśl przepisów górniczych co najmniej dwoma wyrobiskami połączonymi między sobą pod ziemią siecią chodników na dole. Odległość między tymi dwoma wyjściami na powierzchnię nie powinna być mniejsza od 30 m. Wyloty 2 szybów, służących do wyjścia na powierzchnię ziemi, nie powinny znajdować się w tym samym budynku.

Miejsce założenia wyrobisk udostępniających należy tak wybierać, by nie zachodziła obawa ich zatopienia na skutek wezbrania rzek, potoków lub innych zbiorników wody.

Z uwagi na znaczne koszty robót udostępnienia, prowadzonych w skałach przeważnie płonnych sposób udostępnienia powinien być wybrany odpowiednio do warunków geologicznych i hydrogeologicznych, tak pod kątem bezpieczeństwa kopalń, jak i pod kątem najniższych kosztów tych robót.

Przed rozpoczęciem robót udostępnienia złoża powinno być ono należycie zbadane robotami poszukiwawczymi pod względem warunków zalegania i wartości przemysłowej i mieć wymaganą przepisami C.U.G. dokumentację stopnia poznania zasobów, oraz zatwierdzoną dokumentację, zgodnie z przepisami PTEKW i Instrukcją PKPG.

B. Rodzaje wyrobisk udostępnienia złoża podziemnego

Dostęp do złoża podziemnego może być otwarty za pomocą następujących wyrobisk: sztolni, szybów lub połączeniem tych wyrobisk z przeczniami, szybkami lub innymi wyrobiskami górnictwymi. Wybór sposobu udostępnienia zależy od warunków zalegania samego złoża, jego zasobów, głębokości, rodzaju skał otaczających złożo, warunków terenowych itp.

Należy przy tym pamiętać, że udostępnienie złoża wywiera wpływ na wyniki ekonomiczne zakładu przez cały okres istnienia kopalni oraz że należy do elementów trudno zmienialnych lub nawet niemożliwych do zmiany.

1) Sztolnie

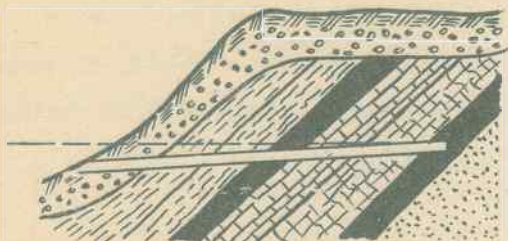
Sztolnia jest to wyrobisko górnictwa, chodnikowe, poziome, mające bezpośrednie wyjście na powierzchnię ziemi.

Udostępnienie złóż za pomocą sztolni może być stosowane w miejscowościach górzystych lub pagórkowatych, jeśli w nich występują złoża kopalin użytecznej. Ze zbocza góry pędzi się w głąb góry chodnik kamienny o wymiarach zależnych od rodzaju transportu i w kierunku zazwyczaj poprzecznym do rozciągłości warstw zalegających w zboczu. Chodnik ten, gdy jest przebitý do pokładu kopalin użytecznej, udostępnia go z powierzchnią ziemi. Dla ułatwienia odwodnienia pędzi się sztolnię z pewnym nachyleniem w kierunku ujścia 3 - 5 mm na 1 mb, aby woda mogła samoczynnie odpływać w kierunku wylotu sztolni (rys.132). W ten sposób koszty odwadniania są minimalne, co należy do zalet udostępnienia złoża za pomocą sztolni.

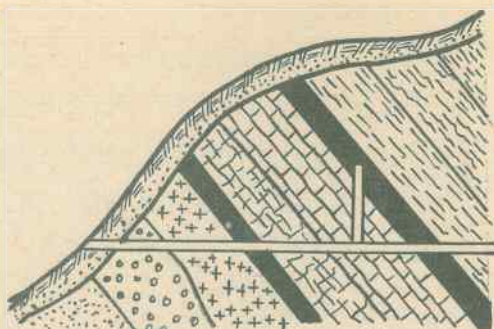
Złożo może być udostępnione za pomocą sztolni samej lub sztolni z innymi wyrobiskami jak: szybiki (rys.133), przecznice (rys.134) pochylnie kamienne.

Wylot sztolni na powierzchni ziemi powinien być założony powyżej najniższego poziomu wody w znajdujących się w pobliżu lub sąsiedztwie zbiornikach wodnych.

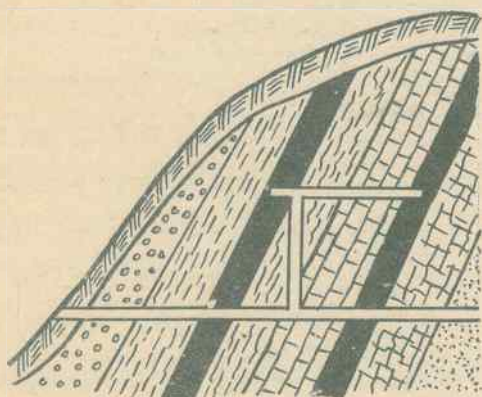
Odwadnianie za pomocą sztolni dzięki swej ekonomiczności znalazło zastosowanie w górnictwie, jeśli tylko warunki terenowe na to pozwalają. W Mansfeld czynna była sztolnia długości 32 km, we Freibergu 47 km.



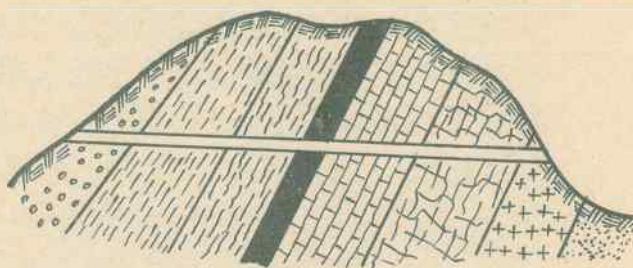
Rys.132. Odprowadzenie wody w sztolni



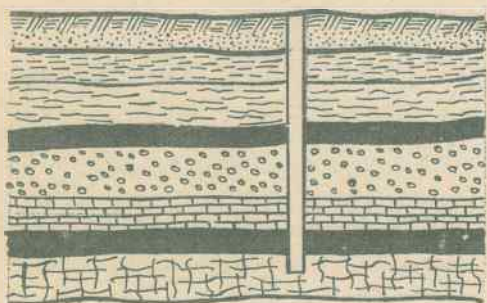
Rys.133. Sztolnia z szybkim



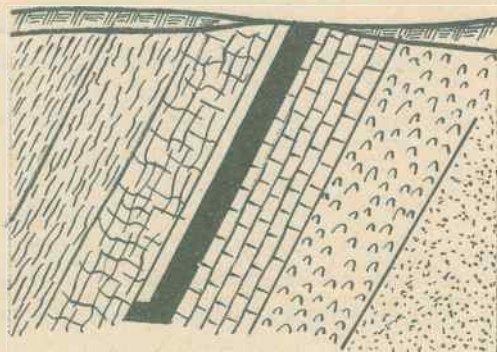
Rys.134. Sztolnia z szybkim i przeczną



Rys.135. Tunel



Rys.136a. Szyb pionowy dla poziomych lub prawie poziomych pokładów



Rys.136b. Szyb pochyły

W Polsce kopalnie odwadniane były również sztolniami.

Wyrobiska przebijane ze zbocza góry, ale mające dwa wyjścia na powierzchnię nazywa się tunelami (rys.135). Tunele służą do przeprowadzania komunikacji kolejowej w terenie górzystym i są przebijane z jednego zbocza góry do drugiego, rzadko więc należą do wyrobisk udostępniających.

2. Szyby

Szyb jest to wyrobisko górnicze o małym stosunkowo przekroju poprzecznym i znacznej długości mające ujście na powierzchni ziemi.

Jeżeli szyb nie ma bezpośredniego ujścia na powierzchnię ziemi nosi nazwę szybu ślepego.

Szyby, ze względu na kierunek ich osi podłużnej w stosunku do pionu bywają pionowe lub pochyłe.

a) szyby pochyłe zakłada się dla udostępnienia złoża wówczas, gdy złożę typu pokładowego ma wychodnie na terenie kopalni oraz gdy grubość jego umożliwia pędzenie szybu w nim samym. W wypadku tym otrzymuje się już przy głębieńiu szybu (rys.136 b) minerał użyteczny, a wskutek tego koszty udostępnienia wypadają niższe niż przy szybach pionowych, przebijanych w skałach płonnych. Uzyskanie urobku kopalin użytecznej jest jedną z zalet szybu pochyłego. Drugą zaletą jest możliwość przygotowywania do eksploatacji równocześnie ze zgłębianiem szybu górnych części złoża. Do wad otwarcia dostępu do złoża szybami pochyłymi należy zaliczyć następujące:

α) konieczność pozostawienia wokół szybów pochyłych większych filarów ochronnych niż przy szybach pionowych (większa strata kopalin użytecznej),

β) trudniejsze warunki wyciągania w szybie pochyłym, zwłaszcza, gdy upad złoża jest zmienny i kierunek szybu wobec tego musi się zmieniać.

γ) koszty utrzymania szybów pochyłych są zwykle większe niż szybów pionowych

δ) zdolność przewozowa szybów pochyłych jest mniejsza niż szybów pionowych.

W górnictwie polskim szyby pochyłe nie znalazły większego rozpowszechnienia, ze względu na korzystniejsze wyniki, jakie można uzyskać przy szybach pionowych.

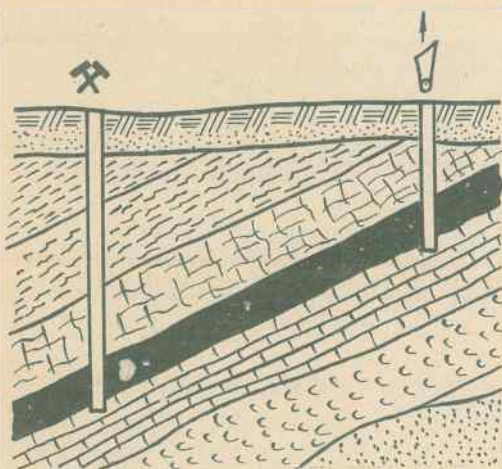
b) Szyby pionowe (rys. 136a). W przeciwieństwie do szybów pochyłych, szyby pionowe jako wyrobiska udostępniające mają zalety następujące:

- α) dużą zdolność wyciągową,
- β) tańsze utrzymanie,
- γ) umożliwiają łatwiejsze przejście skał wodonośnych
- δ) pozwalają na większą swobodę w wyborze miejsca na szyb.

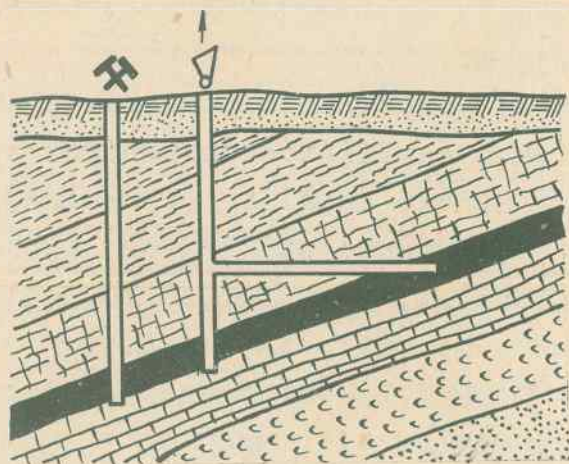
Zalety powyższe przyczyniły się do powszechnego stosowania ich przy udostępnianiu złóż. Otwarcie dostępu do złoża, np. pokładowego węgla kamiennego, może być wykonane:

1) przy pomocy 2 szybów pionowych, z których jeden założony jest w najgłębszej (udostępnionej części) złoża (szyb wydobywczy), a drugi bliżej wychoźni (szyb wentylacyjny) (rys. 137). Rozmieszczenie tego rodzaju szybów wymaga osobnych filarów ochronnych dla każdego szybu oraz powoduje dekoncentrację urządzeń powierzchniowych na 2 terenach. Aby uniknąć tego można rozwiązać sposób udostępnienia:

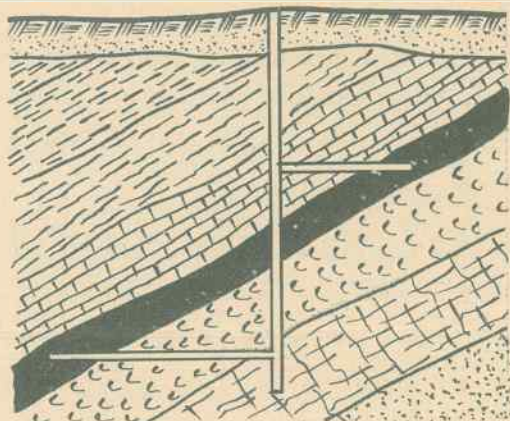
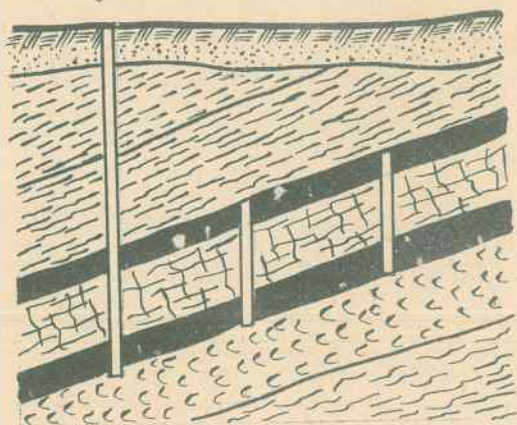
2) za pomocą 2 szybów tzw. bliźniaczych, założonych w najgłębszej części (udostępnionej) złoża (rys. 138) blisko siebie w odległości (40 - 100 - 150 m). Obydwa szyby zostają więc założone w obrębie jednego placu kopalnianego, a przeto obsługa ich i urządzenia na powierzchni są skoncentrowane w jednym miejscu.



Rys. 137. Udostępnienie pokładu dwoma szybami

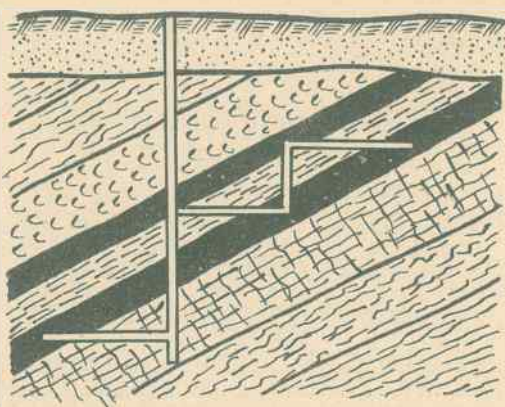


Rys. 138. Szyby bliźniacze



Rys.139. Szyb pionowy z szybikami

Rys.140. Szyb pionowy z przecznicami



Rys.141. Szyb pionowy z szybikiem i przecznicami

Filar ochronny może być wykorzystany dla obu szybów, a przez to straty kopaliny użytecznej wypadają mniejsze niż przy poprzednim rozwiązaniu,

3) za pomocą szybów pionowych, w połączeniu z innymi wyrobiskami, np. szybikami, przecznicami itp.

c) Szyb pionowy z szybikami (rys.139) zakłada się przy kilku pokładach, zalegających blisko siebie, poziomych lub prawie poziomych, albo mających niewielki kąt nachylenia. Główny poziom wydobywczy urządza się w pokładzie przeważnie najgrubszym lub przy równej grubości pokładów w najgłębszym. Na ten poziom wydobywczy sprowadza się szybikami urobek z górnych pokładów lub wyciąga z dolnych.

d) Szyb pionowy z przecznicami (rys. 140) stosowany jest przy większym upadzie pokładu. Sposób ten udostępnienia złóż pokładowych jest najbardziej rozpowszechniony w górnictwie węglowym polskim.

e) Szyb pionowy z szybikami i przecznicami (rys. 141). Przy złożu składającym się z połażowanych pokładów lub przeciętych uskokami, stosowane jest otwarcie dostępu do złoża za pomocą szybu pionowego, w połączeniu z szybikami i przecznicami.

3. Wybór miejsca na szyb

Miejsce założenia szybu wydobywczego powinno przede wszystkim uwzględniać warunki złoża na dole oraz warunki terenowe na powierzchni spełniając przy tym następujące warunki:

a) Szyb powinien zapewniać wygodny dostęp do najniższej części złoża.

b) Miejsce na szyb powinno być tak dobrane, by ilość robót kamiennych była najmniejsza. Zależnie bowiem od miejsca założenia szybu, wypadają różnej długości przecznice na poszczególnych poziomach. Należy więc tak usytuować szyb wydobywczy, by sumaryczna długość przecznio, które są kosztownymi robotami, była możliwie najmniejsza.

c) Koszty przewozu urobku w głównych chodnikach zależą również od umiejscowienia szybu wydobywczego, wobec czego należy dążyć, by koszty te były najniższe.

d) Miejsce na szyb należy tak wybrać, by straty ciała kopalnego w filarze ochronnym były możliwie najmniejsze.

e) Szyb powinien być założony w miejscu, w którym zgłębianie szybu może być wykonane z pominięciem skał wodonośnych.

f) Wokół miejsca założenia szybu na powierzchni powinna być dogodna przestrzeń na budowę połączenia kolejowego z dworcem przyszłej kopalni, rozmieszczenia budynków na maszyny wyciągowe, sortownię, kotłownię, warsztaty i biura administracji. Nie można również zapomnieć o miejscu na zwały kamienia i składy kopaliny użytecznej.

Poza powyższymi warunkami o charakterze ogólnym mogą jeszcze zachodzić lokalne warunki do wyboru miejsca na szyb.

Przy wyborze, które warunki decydować powinny o usytuowaniu szybów, należy pamiętać o tym jak długo kopalnia projektowana ma istnieć i jakie są z uwagi na bogactwo złoża, perspektywy jej rozwoju, czy więc z biegiem lat i po włączeniu się do produkcji poziomów głębszych wydajność kopalni może być większa lub mniejsza.

W polskim górnictwie węglowym szyby są wyrobiskami długotrwałymi, których okres istnienia dla wyeksploatowania złoża dochodzi a nawet przekracza 100 lat. Wynika z tego wniosek, że wybór ich miejsca i wykonanie wymagają szczególnej staranności.

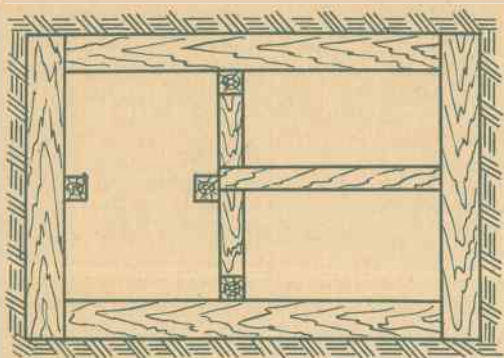
4) Przekroje poprzeczne szybów pionowych

W przekroju poprzecznym szyby pionowe mogą być czworokątne, wielokątne, eliptyczne i okrągłe. Szyby czworokątne mają kształt najczęściej prostokątny. Szyby czworokątne są zazwyczaj szybami płytkimi, pomocniczymi, np. do opuszczania drzewa, ~~podsuwania~~ płynnej lub do wentylacji i mają zwykle obudowę drewnianą (rys.142). Przy obudowie drewnianej szyb o przekroju czworokątnym daje się łatwo rozdzielić, za pomocą belek drewnianych, na przedziały klatkowe i przedział drabinowy. Jeżeli obudowa szybu czworokątnego ma być murowa, wówczas mur ścian szybowych wykonuje się w kształcie sklepień, wskutek czego przekrój poprzeczny otrzymuje kształt czworoboku o ścianach wypukłych (rys.143).

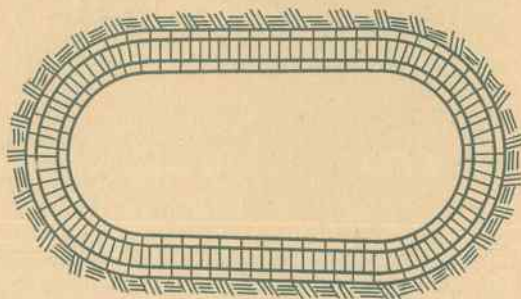
Przekroje wielokątne (rys.144) jak i eliptyczne (rys.145) są rzadziej spotykane.

Najczęściej stosowany jest okrągły kształt (rys.146) szybów pionowych, lepiej wytrzymujący ciśnienie skał, oraz łatwiejszy do pogłębiania w skałach szczególnie woczońnych. Średnica szybów okrągłych w skałę, czyli wykomie, wynosi od 3,5 do 9 m, a w świetle 3,0 - 7,5 m.

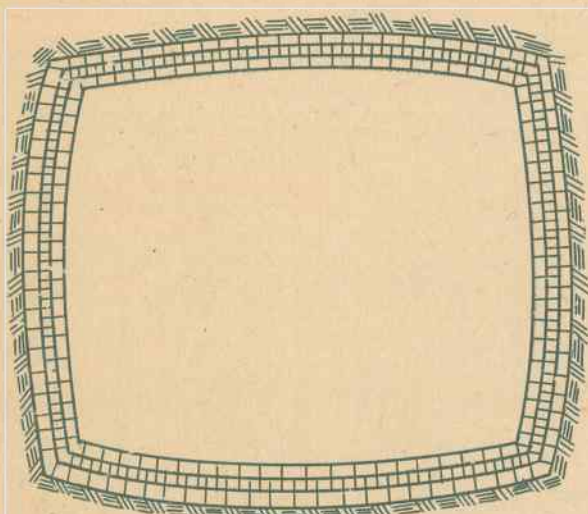
Szyby o większych średnicach w świetle mają zwykle dwa urządzenia wyciągowe i w tym celu 4 przedziały wydobywcze oraz przedział drabinowy (rys.147). Ujście szybu na powierzchnię nosi nazwę nadszybia (rys.148), a część poziomego wyrobiska, bezpośrednio łącząca się z szybem na dole lub zespół wyrobisk, nazywa się podszybiem (rys.149). Szyb zgłę-



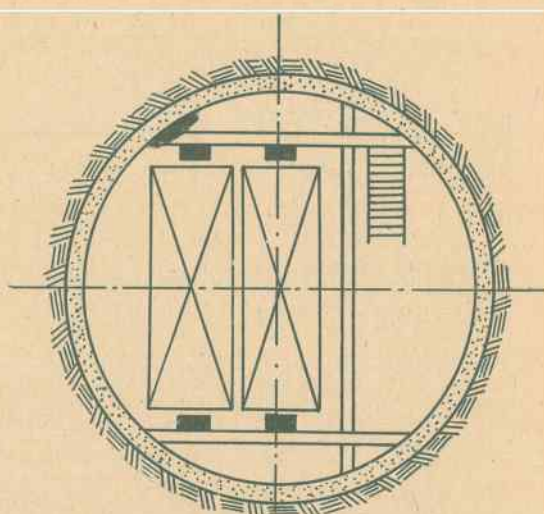
Rys. 142 Szyb prostokątny



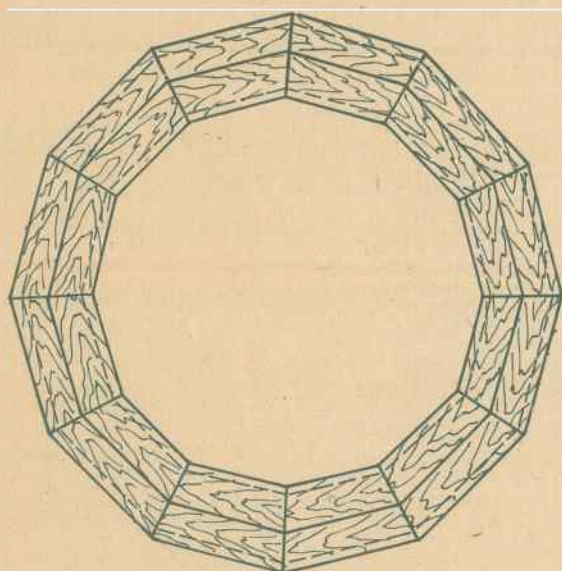
Rys. 145 Przekrój szybu elip-
tycznego



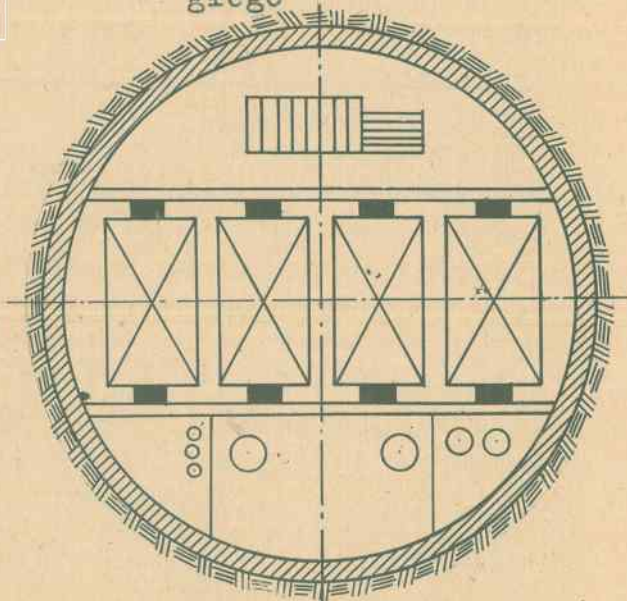
Rys. 143 Szyb o ścianach
wypukłych



Rys. 146 Przekrój szybu okrą-
głego



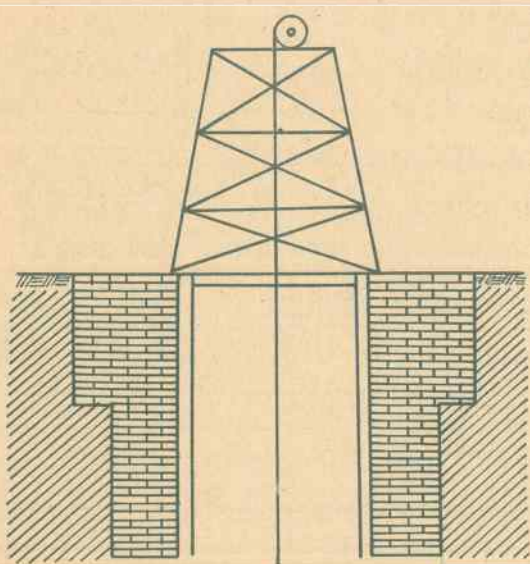
Rys. 144 Przekrój szybu
wielokątnego



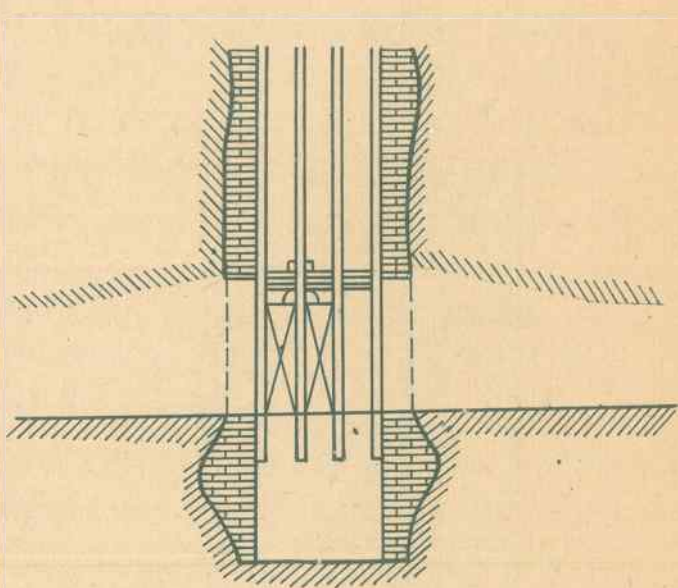
Rys. 147 Szyb o czterech prze-
działach wydobyw-
czych

biony jest poniżej poziomu wydobywczego kilkanaście metrów i ta część szybu nazywa się rzapiem (rys.149), a przeznaczona jest do zbierania się wody, spływającej po ścianach szybu. W każdym szybie musi być zgodnie z przepisami przedział drabinowy, a w nim umocowane są drabiny, po których może wyjść załoga na powierzchnię w razie unieruchomienia wyciągu w szybie.

a) Wydaźność szybu wydobywczego. Szyb wydobywczy stanowi w sieci wyrobisk podziemnych kopalni jeden z elementów głównych, przez który przechodzi cały urobek z poziomu kopalni. Szybem tym, o ile nie ma innego szybu specjalnego, odbywa się codzienny zjazd i wyjazd załogi dołowej. Od wydaźności szybów wydobywzych, jeśli nie ma innych przeszkód, zależy wydaźność dzienna kopalni, czyli ilość ton kopalin użytecznej możliwa do wyciągnięcia dziennie szybem. Sposób obliczenia wydaźności szybu wydobywczego, czyli jego zdolności wyciągowej jest następujący:



Rys.148. Nadszybie



Rys.149. Podszybie z rzapiem

Jeżeli głębokość szybu wynosi H metrów, a średnia prędkość wyciągania klatki w szybie v m/sek, to czas jednego użytecznego wyciągu t_0 równa się:

$$t_0 = \frac{H}{v} \text{ sekund}$$

Oprócz czasu samego wyciągania (ruchu klatki) w szybie, pewną ilość sekund trwa załadowywanie wozów na klatki (t_1) oraz manewrowanie klatki w szybie przy podstawianiu jej na poziomie (t_2). Razem czas jednego wyciągu $t = t_0 + t_1 + t_2$. Jeśli czas jednego całkowitego wyciągu jest t , to ilość wyciągów w godzinie (n) równa jest:

$$n = \frac{3600}{t}$$

Jeżeli szyb pracuje "s" godzin dziennie wówczas w ciągu tego czasu może być wykonana ilość wyciągów (N).

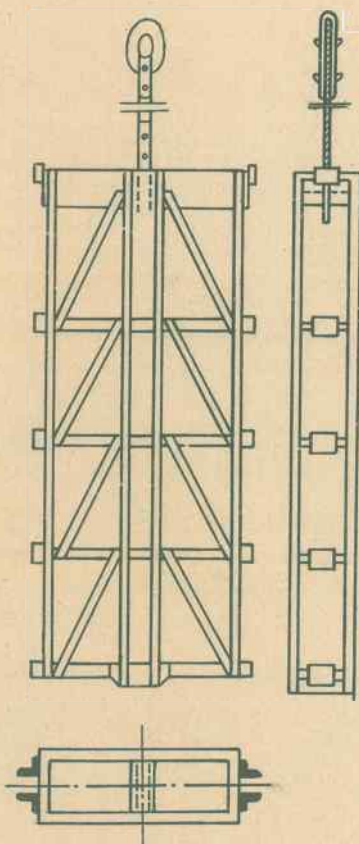
$$N = s \cdot n$$

Jeśli przy jednym wyciągu użyteczny ciężar urobku wynosi (q) to zdolność przewozowa szybu (T) na dobę równa się:

$$T = N \cdot q = s \cdot n \cdot q$$

Przyjmując współczynnik bezpieczeństwa k (np. 25 %) wydajność szybu

$$T = 0,75 \cdot s \cdot n \cdot q$$



Rys.150. Klatka czteropiętrowa po 2 wozy za sobą

Głębokość szybów wydobywczych

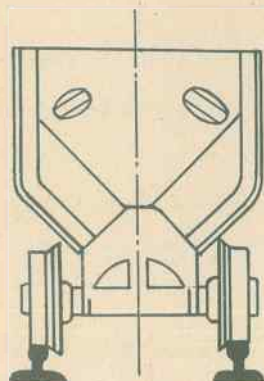
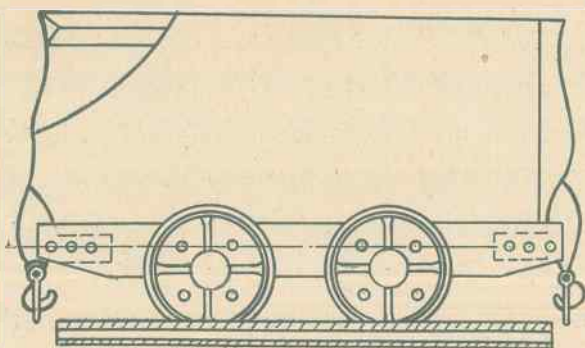
w górnictwie węglowym wynosi obecnie ca 400 m. Najgłębszy szyb w Polsce jest w kopalni ^{węgla} w Bytomiu ($H=794$ m). Najgłębszy zaś szyb do złoża węglowego w Europie jest w Belgii ($H = 1270$ m), a dla rud w Przybramie oraz w Afryce Płd. ($h=2290$ m).

Prędkość wyciągania w szybie (V) jest przy większej głębokości szybu większa i dochodzi do 20 m/sek. Dla głębokości nie przekraczających $H = 500$ m prędkość wyciągania w szybie do 12 m/sek, a przy jeździe ludzi 4 - 6 m/sek. Ciężar użyteczny (q) jednorazowo wyciągany w szybie zależy przy wyciągu klatkowym od ilości wóz-

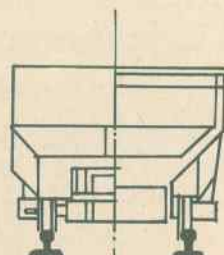
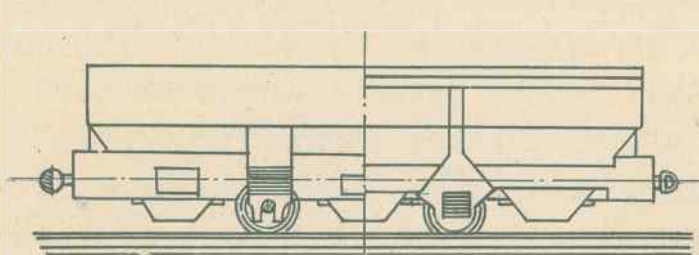
ków w klatce i ładunku użytecznego wózka. Klatki mogą być 1-2-3-4 piętrowe. Na każdym piętrze klatki umieszcza się zazwyczaj po 2 wozy (rys.150). Ładowność wózków kopalnianych 0,5 - 3,5 ton. W górnictwie węglowym stosowane są wózki o ładowności do 1 tony tzw. małe wózki (rys.151), oraz o ładowności 2 - 3,5 t tzw. duże wozy (rys.164). Przy nowozakładanych poziomach projektowane są wozy o ładowności 5 t. Ilość godzin pracy szybu, przy wyciąganiu urobku (S), wynosi zazwyczaj przy dwuzmianowej pracy 14 godzin. Pozostałe 2 godziny przeznaczone są na zjazd ludzi oraz rewizję urządzeń wyciągowych i wyciąganie lub opuszczanie innych materiałów, a nie urobku. Zmiana trzecia potrzebna jest przeważnie na naprawy w szybie, naprawy maszyn itp.

b) Wyciągi skipowe (rys.153). Zamiast urządzenia klatkowego w szybie do wyciągania urobku z dołu na powierzchnię częściej służą tzw. skipy. Skip jest to kubeł żelazny o dużej pojemności (5-15 t) do wyciągania w nim urobku w szbach (rys.154). Skip napełnia się na dole urobkiem i wyciąga następnie na powierzchnię, gdzie wyładowuje się urobek ze skrzyni (rys.155) do zbiornika, a potem na taśmę transportową. Urobek przywożony na podszybie w wózkach zostaje przesypany za pomocą wywrotów do zbiorników żelaznych umieszczonych poniżej poziomu wydobywczego. Każdy z dwóch zbiorników ma pojemność równą ładowności skipu. Skrzynia skipowa podstawiana jest pod zbiornik, z którego wysypuje się urobek do skipu. Zbiorniki i skrzynie skipowe zamykane są i otwierane za pomocą urządzeń automatycznych.

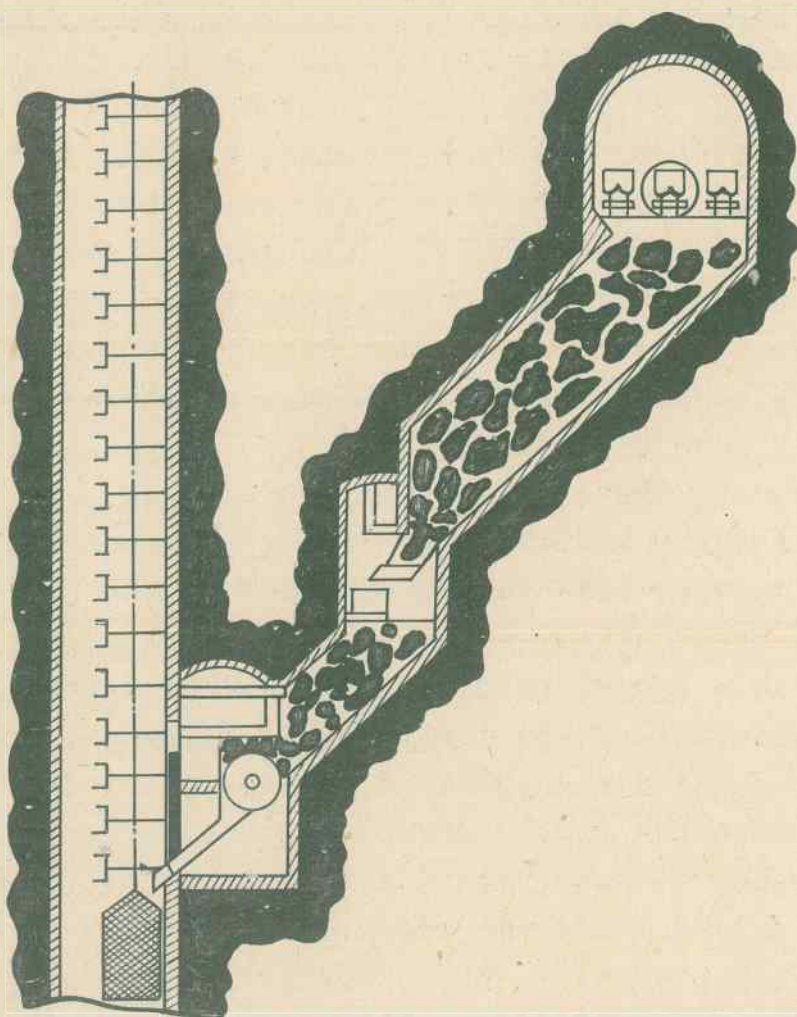
Zastąpienie klatek w szybie skipami ma tę dodatnią stronę, że nie wyciąga się ciężaru martwego wózków jak przy klatkach i wobec tego większy może być ładunek. Wózki kopalniane nie psują się w tym stopniu co przy klatkowym wyciągu gdzie musi być ciskanie wozów i wypychanie z klatki. Mniej obsługi wymaga urządzenie skipowe na nadszymbiu i podszybiu, wobec zmechanizowania prac. Ładunek użyteczny, wyciągany skipem jednorazowo dochodzi do 10 i 15 ton. Do wad urządzenia skipowego należy kruszenie się urobku, a przez to zwiększenie drobnych sortymentów, które np. przy węglu płomiennym są



Rys. 151 Wóz kopalniany mały

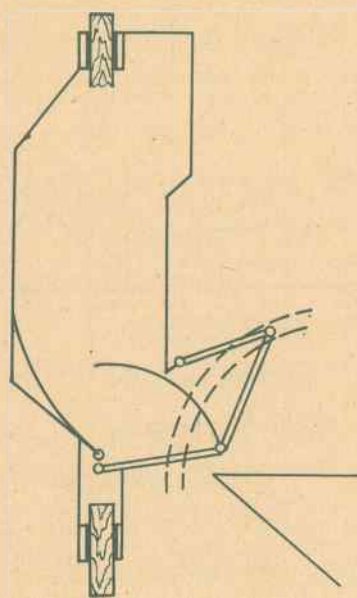


Rys. 152 Wóz kopalniany duży

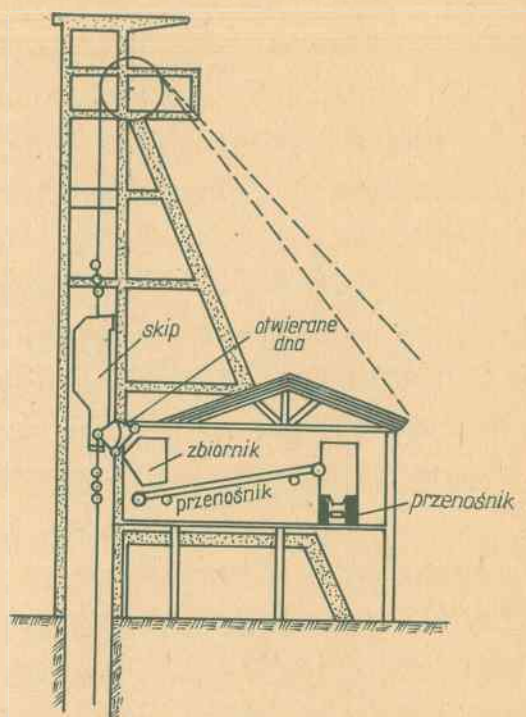


Rys. 153 Podszybie skipowe

tańsze. W skrzyniach skipowych są wprowadzane urządzenia mające zmniejszyć kruszenie się węgla, mimo działania ich jednak nieunikniony jest większy procent sortymentów drobnych. Co do wydajności kopalń, to mogą być one różne.



Rys.154. Kubek skipowy



Rys.155. Urządzenie do wyładunku skipu

Według podziału podanego w literaturze radzieckiej wyróżnia się w górnictwie radzieckim 5 typów kopalń co do wydajności. Za kopalnie małe uważane są jednostki, których wydobywanie dziennie wynosi do 700 t/dz. duże do 1500 t/dz, wielkie do 2500 t/dz. i tzw. giganty o wydobywaniu ponad 2500 t/dz. W oparciu o powyższy podział kopalnie węgla w Polsce, mające średnią wydajność dzienną ponad 3000 t/dz należą do typu kopalń wielkich i gigantów. Największa wydajność kopalń węgla kamiennego w Polsce wynosi 8-10 tysięcy t/dz.

Kopalnie innych poza węglem minerałów użytecznych są kopalniami o małym wydobywaniu dziennym.

XIII. SPOSOBY WYKONANIA WYROBISK UDOSTĘPNIENIA ZŁOŻ PODZIEMNYCH WGLĘBNYCH

Wyrobankami udostępnienia złoża podziemnego lub jego części są albo same szyby, najczęściej pionowe (w wypadku np. złoża pokładowego poziomego, albo szyby w połączeniu z przecznicami (przy złożu pokładowym o większym kącie nachylenia). Szyby i przecznice główne, tj. takie, które łączą się bezpośrednio z szybami, zalicza się do głównych wyrobisk otwierających dostęp do złoża. Są one drogami komunikacyjnymi, przez które przechodzi całe wydobycie kopalni, przez które przepływa cały prąd powietrza do przewietrzania robót na dole. Wyrobiska te muszą istnieć i być utrzymywane dopóki prowadzona jest eksploatacja zasobów kopaliny użytecznej, stanowiąc dla nich elementy udostępnienia. Czas istnienia szybów dochodzi do 100 lat, a nawet i więcej, wobec czego wymagają one wykonania starannego i konserwacji, by mogły być zdatne do ruchu przez tak długi okres czasu. Czas istnienia przecznicy może być tak samo długi przy ^{jedno-}poziomym udostępnieniu złoża (jeden poziom wydobywczy). Przy większej ilości poziomów wydobywczych, czyli przy udostępnieniu złoża częściami, okres życia przecznicy głównej jest mniejszy i równy tylko czasowi istnienia każdego poziomu tj. 20 - 40 lat, po czym może ona służyć jeszcze jako wentylacyjna. Czas ten jest również długi dla wyrobiska górniczego i wskutek tego i przecznice główne wykonane być muszą z uwzględnieniem tego czynnika.

1. Zgłębianie szybów pionowych

Przed rozpoczęciem zgłębiania szybu wybór miejsca jego założenia powinien być poprzedzony dokładnym rozważaniem wszystkich czynników wynikających z warunków złoża pod ziemią, jak również warunków terenowych powierzchni. Szyb jest jednym z elementów kopalni, które jak podaje Szewiakow należą do grupy elementów techniczno-górnich trudno zmienialnych a przeważnie, nawet niemożliwych do zmiany. Założenie szybu w tym, a nie innym miejscu decyduje w znacznej mierze o wynikach ekonomicznych kopalni. Stąd wniosek, że wybór

miejsca na szyb winien być dokładnie rozważony pod kątem widzenia eksploatacji całego złoża do głębokości technicznie osiągalnej.

Przepisy technicznej eksploatacji kopalń węgla (w skrócie P.T.E.K.W.) przewidują przed przystąpieniem do głębinienia szybu następujące czynności wstępne. Należy wytyczyć na powierzchni ziemi środek szybu i jego osie, wykonać drogi dojazdowe dla dostawy materiałów i urządzeń oraz przygotować składy na materiały, wykonać fundamenty pod maszyny i urządzenia wyciągowe i wybudować niezbędne budynki, doprowadzić energię elektryczną lub zapewnić dostawę innego rodzaju energii, wykonać wieńiec szybowy i wybudować wieżę szybową, wykonać montaż wszystkich urządzeń maszynowych. Roboty powyższe należy wykonać zgodnie z opracowanymi uprzednio harmonogramami.

W zacytowanym wyżej przepisie dotyczącym wstępnego przygotowania do zgłębinienia szybu nie jest wymieniona jeszcze jedna czynność, którą zwykle poprzedza przygotowanie do głębinienia, a mianowicie wykonania dwóch, a lepiej trzech otworów wiertniczych na całą głębokość projektowanego szybu, celem zbadania rodzaju skał i warunków hydrogeologicznych warstw w których szyb będzie głębiniony.

Znajomość warunków hydro-geologicznych w miejscu wyznaczonym na głębinienie szybu jest konieczną do wyboru odpowiedniego sposobu zgłębiania jak również przygotowania odpowiednich maszyn i sprzętu. O wyborze sposobu głębinienia decydują: rodzaj skał, jakość ich, wielkość dopływu wody. Z uwagi na te czynniki szyb może być zgłębiniony na całej swej głębokości jednym tylko sposobem lub w razie zmienności różnymi metodami na poszczególnych odcinkach. W skałach suchych lub w skałach o niewielkim dopływie wody zgłębinienie nie wymaga specjalnych urządzeń i robót dodatkowych nazywa się przeto sposobem zwykłym. W skałach sypkich, kurzawkowych lub szczelinowatych i silnie zawodnionych głębinienie szybu odbywać się może z zastosowaniem specjalnych metod, jak np. obudowy opuszczonej, zamrażania itp. W skałach zwiezłych jednak szczelinowatych, z wielkim dopływem wody do głębinionego szybu, przebijanie je-

go może być prowadzone za pomocą wiercenia lub cementowania tak więc głębinie szybu wykonane być może jednym z następujących sposobów.

a) Sposobem zwykłym w normalnych warunkach a więc w skałach zwięzłych i przy dopływie wody około $1 \text{ m}^3/\text{min}$ i przy głębokościach szybu technicznie osiągalnych.

b) Z zastosowaniem obudowy wbijanej w skałach luźnych, wędnistych kurzawkach do głębokości 25 m.

c) Z zastosowaniem obniżania poziomu wodnego w szybie, głębinom w piaskach wodonośnych.

d) Z zastosowaniem obudowy opuszczanej przy zgłębianiu w skałach luźnych z średnim dopływem wody i przy głębokości szybu do 150 m.

e) Sposobem tzw. kasonowym za pomocą sprężonego powietrza w wypadku głębinia szybu przy dużym dopływie wody, znajdującej się pod ciśnieniem hydrostatycznym.

f) Metoda wiercenia szybu w skałach twardych ze znacznym dopływem wody.

g) Z zastosowaniem uprzedniego zamrożenia w skałach luźnych i zwięzłych ale zawodnionych.

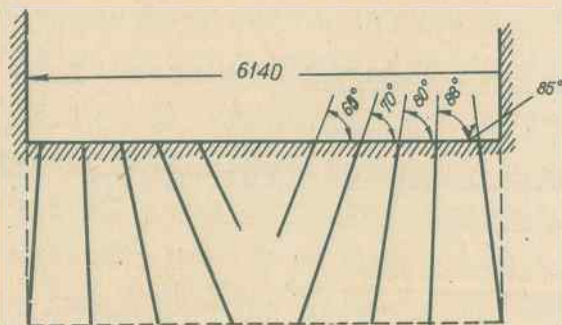
h) Z zastosowaniem cementowania w skałach zwięzłych, szczególnie linowatych z dużym dopływem wody.

a) Zwykły sposób głębinia szybu. Sposobem zwykłym mogą być zgłębiane szyby wówczas, gdy skały przebijane są względnie suche, lub gdy dopływ wody jest nieznaczny. Za nieznaczny dopływ uważa się wodę dopływającą, do szybu w ilości, którą można usunąć przez ładowanie z urobkiem lub pompowanie do kubłów i wyciąganie na powierzchnię.

Całokształt czynności przy zgłębianiu szybu składa się z pracy: urabiania skał na dnie szybu, ładowania urobionej skały do kubłów, wyładania na powierzchnię i odwozu na zwal. W miarę potrzeby wykonanie obudowy tymczasowej a następnie obudowy stałej należy do całokształtu prac głębinia. Przy tych czynnościach właściwego głębinia i obudowy szybu zachodzą czynności pomocnicze jak: odwadnianie, przewietrzanie, sprawdzanie pionowego kierunku szybu, jego wymiarów poprzecznych itp.

Urabianie w szybie może być ręczne przy użyciu narzędzi, jak łopata, rydel, kilof (w skałach luźnych i miękkich) lub mechaniczne z zastosowaniem młotków mechanicznych (w skałach zwięzłych, kruchych) albo z użyciem materiałów wybuchowych (w skałach twardych, zwięzłych). Przy stosowaniu materiałów wybuchowych wierci się otwory strzałowe za pomocą wiertarek udarowych. Otwory strzałowe służą do umieszczenia w nich ładunków materiałów wybuchowych, które pod wpływem bodźca, jak płomień, iskra, detonacja, ulegają rozkładowi, przy równoczesnym wytworzeniu się dużej ilości gazów i wysokiej temperatury a wskutek tego ciśnienia na otaczające otwór strzałowy skały, które w konsekwencji zostają rozkruszone i są oderwane od calizny.

Otwory strzałowe wierci się mniej więcej pionowo o głębokości od 0,8 do 4 m, w zależności od twardości skał. W skałach twardych głębokość jest mniejsza, natomiast w ska-



Rys.156. Otwory strzałowe w szybie głębionym

łach o mniejszej twardości - większa. Otwory wiercone są z góry na dół, a rozmieszczone są w kilku koncentrycznych kręgach (3 - 6 kręgów). Odległość kręgów od siebie (rys.156) 0,6 - 1,6 m. Krąg środkowy obejmuje tzw. otwory włomowe. Ładunki w tych otworach włomowych zostają odstrzelone najwcześniej. Pierwsze odchodząc po-

wodują obnażanie drugiej wolnej płaszczyzny skały, a przez to ułatwiają działanie następnych otworów. Krąg skrajnych otworów tzw., wyrównawczych, ociosowych ma za zadanie wyrównać ściany szybu do wyznaczonych wymiarów. Przy większych średnicach szybu w wyłomie (w skale) ilość kręgów może być większa, podobnie jak i w wypadku skał o większej twardości. Dla przykładu można przytoczyć, że ilość otworów strzałowych przy średnicy szybu w wyłomie równej 6,14 m wynosiła 71, a przeciętna długość 2,18 m każdego. Sumaryczna waga ładun-

ków materiału wybuchowego wynosiła 96,8 kg, czyli średnio waga ładunku w jednym otworze 1,36 kg. Po odstrzeleniu otworów strzałowych wszystkich kręgów uzyskany postęp wynosił 2,20 m szybu.

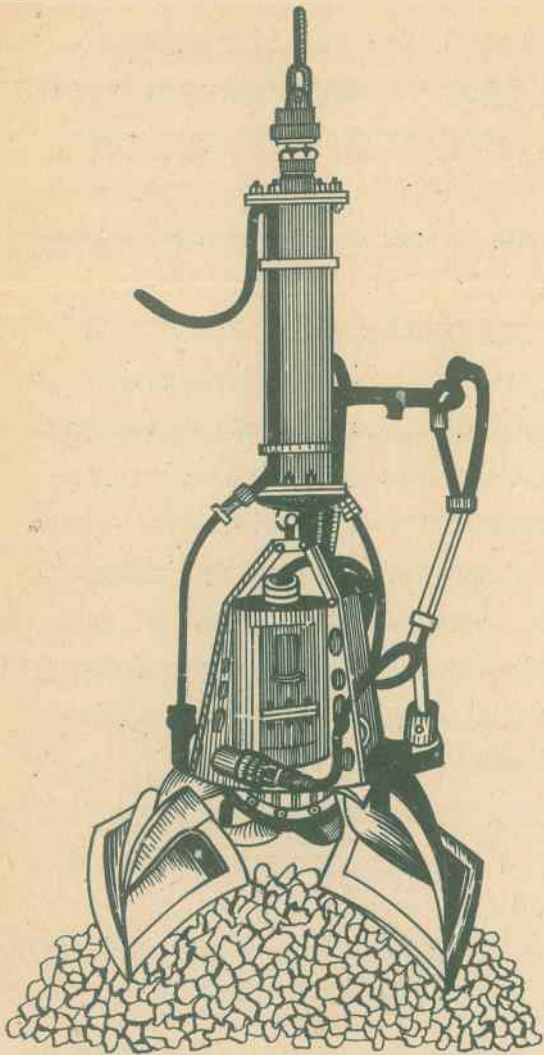
Przytoczony wynik jest przeciętny, gdyż w górnictwie radzieckim osiągnano już postęp 3,4 - 3,8 m za jednym odstrzałem. Ilość metrów bieżących, jaką należy wywiercić na 1 m³ skały wynosi 1,5 - 1,8 m. Zużycie materiałów wybuchowych uzależnione jest od twardości skał, szczelinowatości, rodzaju materiału wybuchowego. Można orientacyjnie przyjmować zużycie materiału wybuchowego w granicach 0,7 - 1,5 kg/m³, a w skałach b.twardych 2 kg/m³. Odstrzelanie otworów następuje seriami według kół koncentrycznych, przy czym otwory w kręgach bliższych środka szybu odchodzą wcześniej od otworów kręgów skrajnych. Odstrzelanie ładunków odbywa się elektrycznie.

Ładowanie urobku może być ręczne, łopatami. Wydajność ręcznego ładowania wynosi 2,5 - 3 m³ przez zmianę na jednego robotnika.

Do ładowania mechanicznego używa się ładowarki Bcz (rys.157). Mechaniczne ładowanie jest 4 - 5 razy wydajniejsze niż ręczne i łopatą. Wpływa to na postęp głębiania szybu. Ładowarka Bcz ładuje kubeł o pojemności 1 m³ w ciągu 4 minut. Praca ładowarki polega na ujmowaniu urobionej skały ruchomymi szczękami, podnoszeniu jej nad kubeł i po rozwarciu szczęk wypuszczaniu urobku do kubła.

Odstawa urobku przy zgłębianiu szybu odbywa się w kubłach wyciąganych na powierzchnię za pomocą urządzenia wyciągowego, które składa się z następujących części głównych: maszyny wyciągowej (kołowrotu wyciągowego), liny wyciągowej, kubła, lin prowadniczych z urządzeniem napinającym i sankami, wieży nadszybowej, urządzenia do wyładowania kubła na powierzchnię, urządzenia sygnalizacyjnego.

Maszyna wyciągowa bebnowa, z silnikiem elektrycznym i przekładnią, umieszczona jest w odległości około 20 m od szybu. Moc silnika 50 - 100 KM dla szybów płytkich i 100 - 500 KM dla szybów głębokich.



Rys.157. Ładowarka B CZ-1

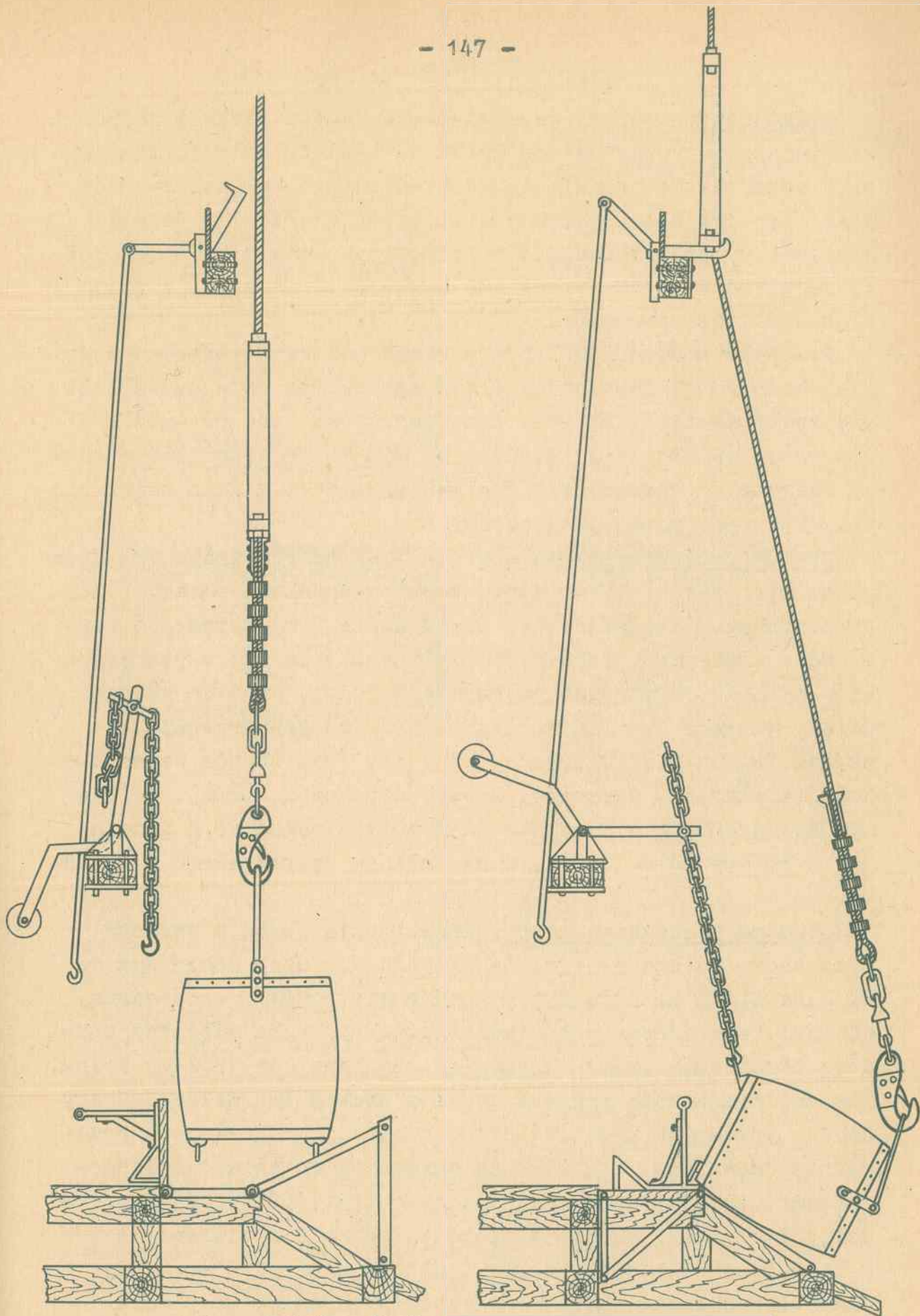
Lina wyciągowa przy mniejszych głębokościach ma przekrój poprzeczny, kołowy, przy większych głębokościach używa się lin płaskich nawijających się na bębny bobinowe.

Wieża nadszybowa może być drewniana, o wysokości 12 - 35 m, ma w swej części szczytowej koło linowe, przez które przechodzi lina wyciągowa.

Kubel jest naczyniem blaszonym, służącym do wyciągania urobku. Pojemność kubła 0,6 - 1,5 m³. Prędkość wyciągania kubła 4 - 12 m/sek, zależna jest od głębokości szybu. Po wyciągnięciu kubła ładownego na powierzchnię i zamknięciu klap w pomoście ochronnym jaki zabudowany jest w górnej części szybu, następuje opróżnienie kubła nad pomostem zsypnym (rys. 158). Z dna szybu do nadszy-

bia przeprowadzona jest sygnalizacja linowa i telefoniczna. Sygnalista na powierzchni ma połączenie sygnalizacyjne elektryczne z maszyną wyciągową.

Do przewietrzania szybu przy większych głębokościach od 10 m służą lutnie (rury blaszane o średnicy 300 - 500 mm), którymi wentylator umieszczony na powierzchni tłoczy powietrze do szybu. W wypadku występowania w szybie gazów, jak CH₄ (metan) stosowana jest wentylacja ssąca i w tym wypadku prąd świeżego powietrza płynie w szybie w kierunku z góry na dół, a powietrze zużyte - lutniami na powierzchnię.



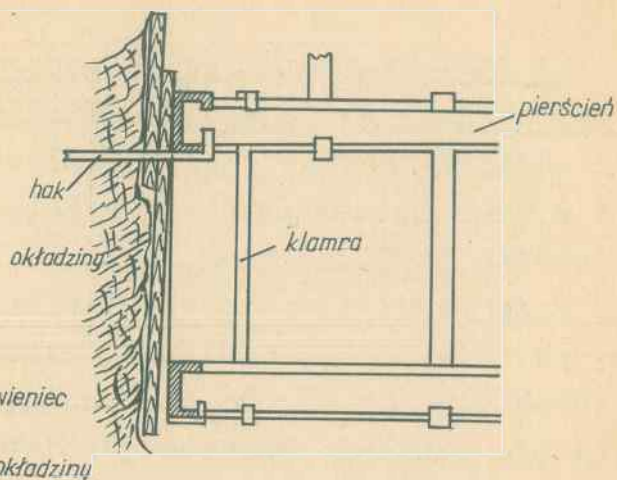
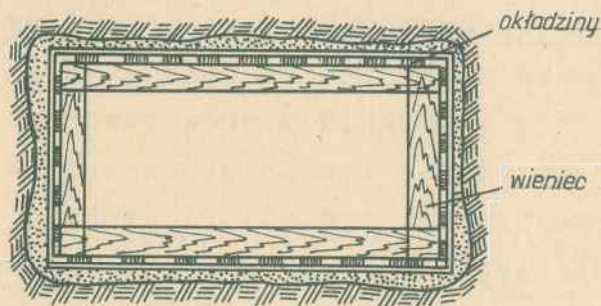
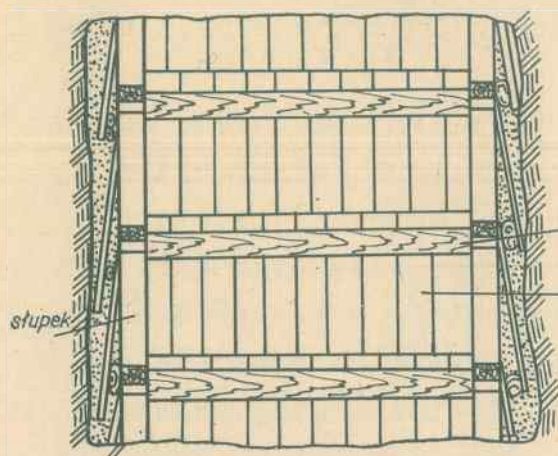
Rys.158 Wypróznianie kubła na powierzchni

Odwadnianie stanowi przy głębieńszu szybu jeden z najpoważniejszych problemów nie tylko ze względu na zwiększenie się kosztów zgłębiania, ale również z tego powodu, że woda jest czynnikiem hamującym postęp robót głębieńszu. Jeżeli dopływ wody przekracza $0,5 \text{ m}^3/\text{min}$, to koszty głębieńszu ogólne są większe od 60 % przy 100 m głębokości szybu, a przy głębokości 300 m - ponad 100 %.

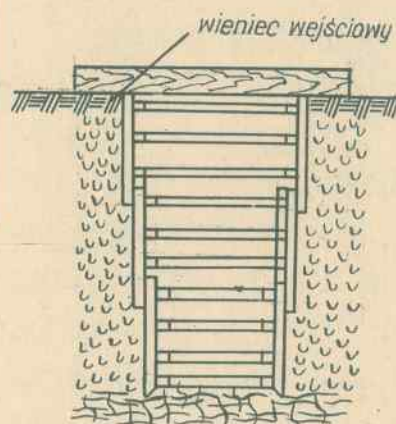
Przypływ wody do 30 l/min pokonać można wyciąganiem wody w kubłach na powierzchnię. W tym wypadku na dnie szybu robi się zagłębienie, z którego pompowana jest woda do kubła. Gdy przypływ wody jest większy od 800 l/min stosuje się pompy większe. Do zwalczania dopływu wody od $1 \text{ m}^3/\text{min}$ używa się elektrycznych pomp wirnikowych.

Obsada przy zgłębianiu szybu. Ilość zatrudnionych na dnie szybu nie może być zbyt duża, wobec stosunkowo ograniczonej powierzchni. Przyjmuje się, że na każde 3 m^2 przekroju szybu może pracować 1 robotnik, czyli w szybie np. o powierzchni w wyłomie 27 m^2 pracuje zwykle 9 ludzi. Poza tą załogą należy jeszcze uwzględnić sygnalistów na powierzchni, mądzynistów, obsadę do odwozu kamienia, oraz obsadę warsztatową (elektrycy, ślusarze, kowale a ponadto dozór). Głębieńszu szybu odbywa się zwykle na 3 zmiany pełne po 8 godzin lub 4 zmiany po 6 godzin, przy zmianie bezpośrednio w przodku.

Obudowa tymczasowa szybu. Przebijanie szybu z obudową tymczasową polega na tym, że zgłębia się szyb odcinkami do 40 a nawet 60 m, a po tym wykonuje się obudowę ostateczną. Odcinki te w czasie zgłębiania muszą być zabezpieczone obudową tymczasową przed obrywaniem się kawałków skał ze ścian. Obudowę tymczasową wykonać można z drewna lub żelaza. W szybach o przekroju prostokątnym obudowa tymczasowa jest przeważnie drewniana, a w szybach okrągłych natomiast żelazno-stalowa. Obudowę drewnianą stanowią (rys.150) wieńce, okładziny i słupki. Obudowa stalowa składa się z pierścieni z żelaza korytkowego, uchwytów i okładzin (rys.160). Każdy pierścień składa się z 3 - 4 części łączonych za pomocą kubków, sworzni i śrub. Obudowę tymczasową zawiesza się naj-



Rys.160. Obudowa stalowa



Rys.159. Obudowa wieńcowa na słupkach

Rys.161. Drewniana obudowa wbijana

częściej na wykonanym w górnej części szybu murze lub dźwigarach umieszczonych na powierzchni. Między pierścieniami a ścianami szybu umieszczone są okładziny, opinające ściany szybu i zabezpieczające przed obrywaniem się kawałków skały. Opinka ta z okładzin jest usztywniona za pomocą klinów wbitych między pierścienie a okładziny. Odległość dzieląca pierścienie w granicach od 0,5 – 1,3 m zależna jest od zwięzłości skał. Przy mniej zwięzłych – mniejsza i odwrotnie. Oprócz zawieszenia pierścieni na klamrach podtrzymuje się je hakami wbitymi do ścian szybu. Przy rozpoczęciu obudowy stałej np. murowej od dołu zdejmuje się obudowę tymczasową, której elementy żelazne mogą być użyte w dalszej części szybu.

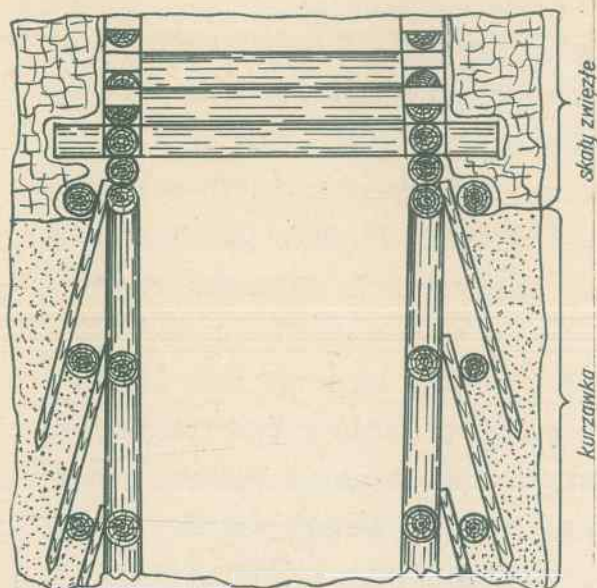
b) Zgłębianie szybów za pomocą wbijanych okładzin (inaczej obudowy wbijanej). Głębianie szybu za pomocą wbijanych okładzin stosowane jest w skałach luźnych, wodnistych, czyli w tzw. kurzawkach, przy niezbyt dużym dopływie wody i niewielkich głębokościach.

Przy zwykłym sposobie głębiania najpierw urabia się skałę na dnie szybu, wybiera i usuwa, a przez to otrzymuje się pewien pogłębiony odcinek szybu, który następnie zabezpiecza się obudową. Podczas głębiania metodą wbijanych okładzin kolejność wybierania i obudowy są zmienione w ten sposób, że naprzód obudowuje się pewien odcinek szybu, a następnie dopiero z obudowanego odcinka wybiera się luźną masę skalną odgrodzoną okładzinami.

Obudowa szybu wyprzedza więc tu czynności urabiania i wybierania urobku. Metoda głębiania z obudową za pomocą wbijanych okładzin stosowana jest przy głębianiu szybów czworokątnych. Jeżeli kurzawka rozpoczyna się wprost z powierzchni zakłada się mocny wieńiec wejściowy (rys.161) z grubych i długich belek o wymiarach większych niż wymiary przebijanego szybu. Końce belek przysypuje się gliną, piaskiem celem ich obciążenia. Na wieńcu wejściowym podwiesza się dalsze wieńce obudowy za pomocą klamer i haków. Dla wzmocnienia wieńca wejściowego można go wykonać z podwójnych belek, ułożonych jedna na drugiej.

Gdy warstwa kurzawki występuje pod skałami związłymi, wieńiec ten zakłada się w niewielkiej odległości nad kurzawką, wpuszczając końce belek w skałę związłą (rys.162). Po przebicciu do kurzawki rozpoczyna się obudowę wbijaną okładzinami.

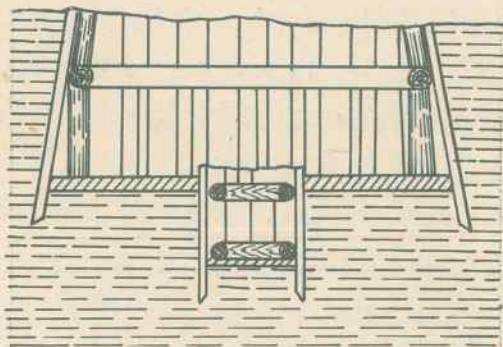
Na okładziny używa się desek dębowych o długości 1 - 1,30m szerokości 15 - 20 cm, grubości 3 - 5 cm, zaostrzonych na jednym końcu, a okutych na drugim (rys.163). Zamiast okładzin drewnianych można używać żelaznych lub z blachy falistej. Okładziny wbija się poza belkami wieńca skośnie, jedna przy drugiej, wzdłuż wszystkich boków szybu, wskutek czego część kurzawki zostaje odgrodzona. Dno szybu zabezpiecza się również deskami.



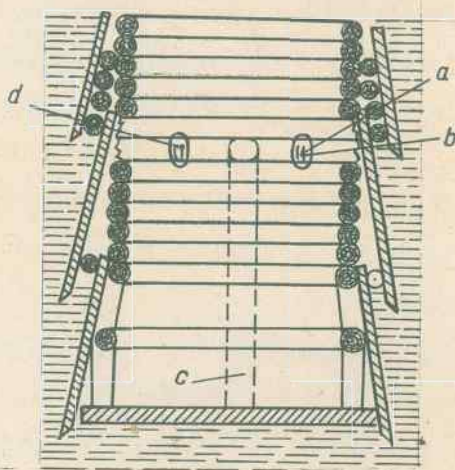
Rys.162. Obudowa wbijana przy kurzawce poniżej warstw zwięzłych.



Rys.163. Okładzina



Rys.164. Rząp przy głębieniu szybu



Rys.165. Obudowa ostateczna przy zgłębianiu okładzinami

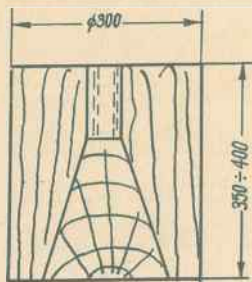
- a. Wieniec podstawowy
- b. Belka tymczasowa pod wieńcem "a"
- c. Stojaki pod belką tymczasową "b"
- d. Krótkie słupki

Gdy ściany szybu zostały już zamknięte okładzinami, wówczas wybiera się z dna szybu piasek przez wciskanie położonych na nim desek. Przy wciskaniu desek zakłada się krótkie słupki między deski a najbliższy wieniec obudowy. Po obniżeniu się dna szybu o pewną głębokość zabudowuje się wieniec pomocniczy stracony o większych wymiarach, który ma nadawać kierunek przy wbijaniu następnej partii okładzin. Po zgłębieniu na odległość równą odstępowi wieńca zabudowuje się normalny wieniec obudowy. Na dnie szybu wykonuje się w środ-

ku rzap na wodę, zabezpieczając go również okładzinami i deskami (rys.164). Ciśnienie kurzawki na obudowę (słupkową) szybu wykonywaną w miarę postępu urabiania dna szybu jest znaczne i dlatego należy zaraz założyć obudowę ostateczną całodrzewną. Wymiary wieńców zakładanych przy głębieńiu powinny być tak dobrane, by mogły się w nich mieścić ramy wieńcowe obudowy ostatecznej. Obudowę ostateczną (rys.165) wykonuje się w ten sposób, że pod wieńiec główny "a" podbija się belkę drewnianą (b") za pomocą stojaków postawionych na deskach, które leżą na dnie szybu. Następnie wyjmuje się słupki i układa się wieńce obudowy całodrzewnej od dołu, aż do belki (b). Na ostatnim wieńcu ustawia się krótkie słupki pod wieńiec główny i belkę (b) wyjmuje się. Na jej miejsce ustawia się belki wieńcowe naprzód dłuższe, następnie krótsze, przy czym ostatnią belkę zacina się i wbija młotem. Ramy obudowy całodrzewnej wzmacnia się jeszcze rozporami i za pomocą siana lub słomy uszczelnia się szczeliny między wieńcami.

Przy zgłębianiu szybu w kurzawkach i stosowaniu okładzinowej obudowy wbijanej należy pamiętać, że wszystkie ściany szybu muszą być opięte deskami, a kurzawkę z dna szybu trzeba wyjmować ostrożnie, od środka szybu. Dno szybu zabezpiecza się albo jedną taflą, w której otwory zamknięte są zasuwami, albo też używa się klocek z otworami w kształcie leja (rys.166). Otwory te zatyka się korkami ze słomy i siana przy pogłębianiu zaś odtyka się je i pobija młotem. Odmianę sposobu głębieńia szybu za pomocą obudowy okładzinowej wbijanej stanowi użycie okładzin pionowych. Głębieńie szybu rozpoczyna się z powierzchni dużym przekrojem i prowadzi się odcinkami równymi długości okładzin (4 - 6 m). Za każdym nowym odcinkiem obudowy zmniejsza się przekrój szybu o 40-50 cm. Okładziny wbijane są pionowo za pomocą kafara lub prasy hydraulicznej. Dla utrzymania pionowego kierunku zakłada się wieńce podwójne (rys.167). Sposób głębieńia z użyciem pionowych okładzin stosuje się, gdy mamy do przebicia warstwę kurzawkową o niewielkiej miąższości. Zamiast okładzin drewnianych użyć można okładzin żelaznych (stalowych). Mają one

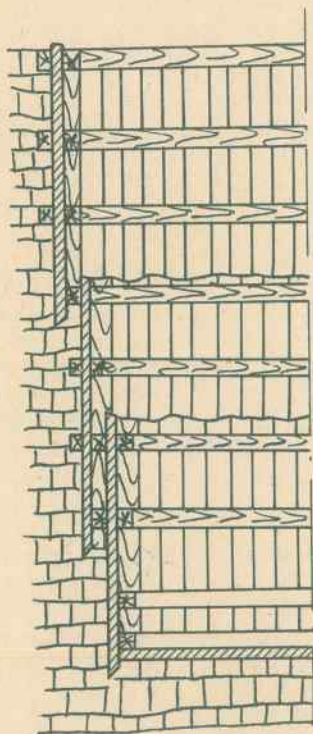
ścianki wytrzymalsze niż drewniane i są szczelniejsze. Kształty okładzin mogą być różne. Okładziny np. systemu Haasego (rys.168) składają się z rur żelaznych o średnicy 100 mm, do których z jednej strony przymocowane są żelaza szynowe, a z drugiej uchwyty do ich główek. Po wbiciu okładziny na głębokości 0,5 m wydobywa się z jej wnętrza skałę za pomocą świderów łyżkowych.



Rys.166. Klocki z otworami



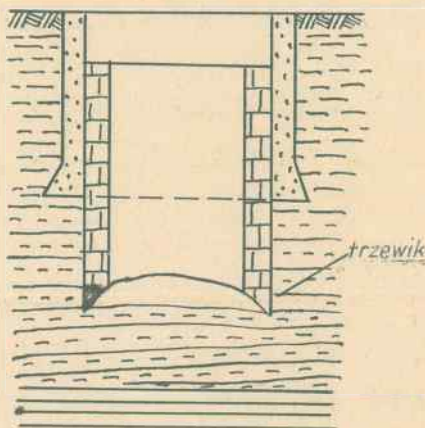
Rys.168. Okładziny typu Haasego



Rys.167. Zgłębianie pionowymi okładzinami



Rys.169. Okładziny typu Simona



Rys.170. Obudowa opuszczona

Jeśli we wnętrzu rury znajduje się większy kawałek skały, rozkrusza się go dźwutem. Po wbiciu całej okładziny nadstawia się do góry następną rurę 4 metrową. W ten sposób można

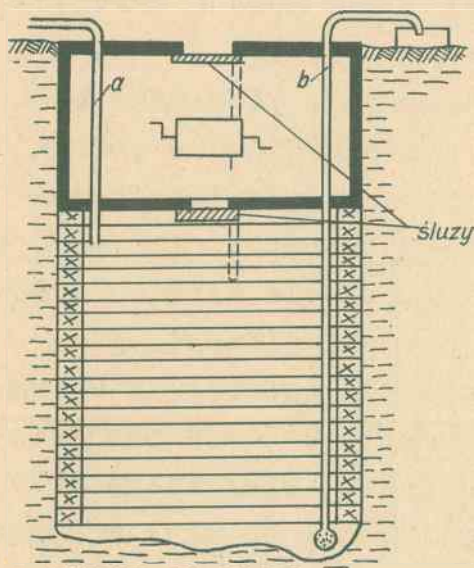
osiągnąć głębokość 18 - 20 m. Inną konstrukcję okładzin przedstawiają okładziny Simona (rys.169) w postaci długich skrzyń, wykonanych z ceówek. Dwie takie skrzynie z ceówek połączone są dwuteówką. Zaletą okładzin Simona jest zupełna, wodonioprzenikliwość po wypełnieniu skrzyń betonem, a wadę stanowią natomiast trudności z ich wbijaniem.

c) Głębianie szybów za pomocą obudowy opuszczanej. Przy większej miąższości warstw kurzawkowych stosuje się głębianie szybu za pomocą obudowy opuszczanej (rys.170). Sposób ten polega na wciskaniu całego zamkniętego pierścienia obudowy kamiennej lub żelaznej w głąb. W miarę wciskania pierścienia nadbudowuje się go na powierzchni. Pierwszy pierścień obudowy opuszczanej zaopatrzony jest w żelazny trzewik dla łatwiejszego wrzynania się w skałę. Opuszczanie obudowy odbywa się pod wpływem własnego ciężaru obudowy lub też nakłada się ciężar dodatkowy na obudowę, a najczęściej działa się na obudowę prasami. Obudowę murową opuszczaną można stosować do niedużej głębokości, wobec czego, gdy nie można już ze względu na wielką siłę tarcia jej wcisnąć, wewnątrz niej opuszcza się obudowę żelazną z tzw. tubingów, którą w dalszym ciągu wciska się aż do osiągnięcia skały zwężłej.

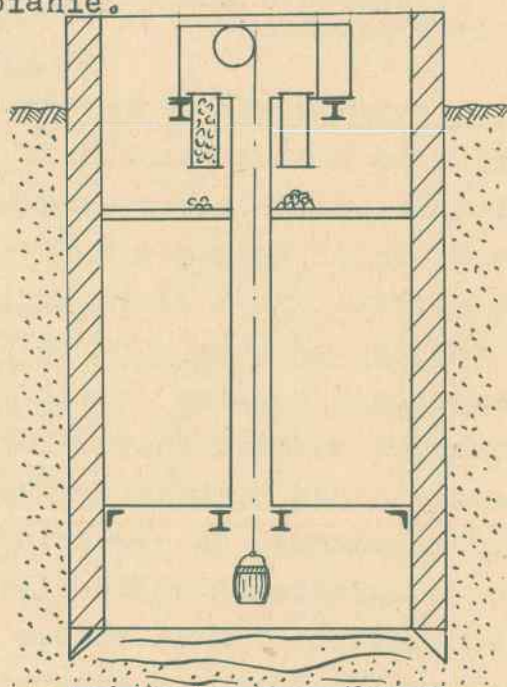
W miarę wciskania obudowy urabia się odcietą obudową skałę na dnie szybu bezpośrednio lub pośrednio z powierzchni, przy szybie zatopionym, za pomocą urządzeń mechanicznych (czerpak). Głębokość szybu, do której można dojść sposobem zgłębiania za pomocą obudowy opuszczanej, wynosi 150-170 m, przy czym ilość kolumn teleskopowych tej obudowy wynosi 5 do 7. Przy większych głębokościach stosuje się obecnie zamrażanie.

d) Zgłębianie kesonowe szybów. Zgłębianie kesonowe szybów polega na sztucznym podniesieniu ciśnieniu powietrza wewnątrz szybu na jego dnie, na skutek czego wodę wciska się z powrotem w skały i powstrzymuje się w ten sposób jej dopływ do miejsca urabiania. Dolną część szybu zamyka się szczelnie komorą i do tej komory (keson) doprowadza się sprężone do 2,5 atmosfer powietrze. Dla zjazdu i wyjazdu ludzi i wydobywania urobku komora zaopatrzona jest w śluzy.

Komorę śluzową opuszcza się razem z obudową albo umieszczona jest ona w górnej części szybu (rys.171). Wewnątrz komory znajduje się urządzenie wyciągowe do wyciągania kubłów z urobkiem. W chwili wyciągania zostaje otwarta kłapa dolna która, gdy kubeł znajduje się już w komorze, zostaje zamknięta. Po zamknięciu dolnej kłapy otwiera się górną i wyciąga urobek na powierzchnię. Rurą (a) dopływa stale zgęszczone powietrze, a rurą (b) odprowadza się wodę, która w niewielkiej ilości zbiera się na dnie szybu. Obecnie częściej umieszcza się komorę w dolnej części szybu i opuszcza ją wraz z obudową (rys.172). W tym wypadku obudowę wykonuje się w normalnych warunkach na powierzchni, a przy zwiększonym ciśnieniu odbywa się tylko urabianie.



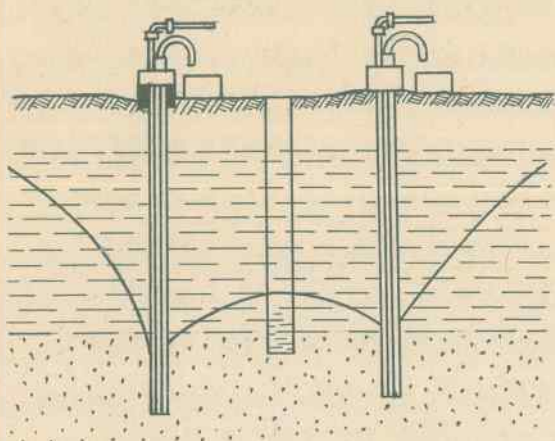
Rys.171. Komora kesonowa w górnej części szybu



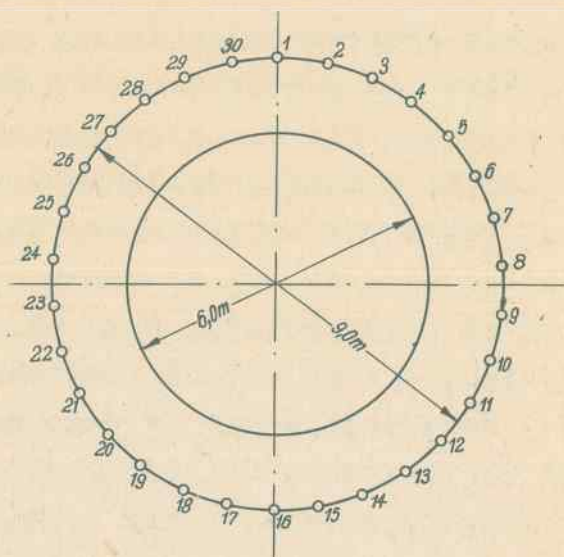
Rys.172. Komora kesonowa z obudową opuszczaną

Zgłębianie kesonowe stosowane może być do niewielkich głębokości, gdyż człowiek pracować może tylko przy ciśnieniu powietrza poniżej 3 at. Zgłębianie kesonowe stosowane jest przy budowie filarów mostowych.

e) Głębianie szybu z zastosowaniem sztucznego obniżania poziomu wód podziemnych. Metoda ta polega na wierceniu w pobliżu szybu otworów wiertniczych i studzien, z których odpompowuje się wodę. Na skutek tego zwierciadło wód podziemnych obniża się również w zgłębianym szybie (rys.173).



Rys.173. Obniżenie poziomu wody podziemnej



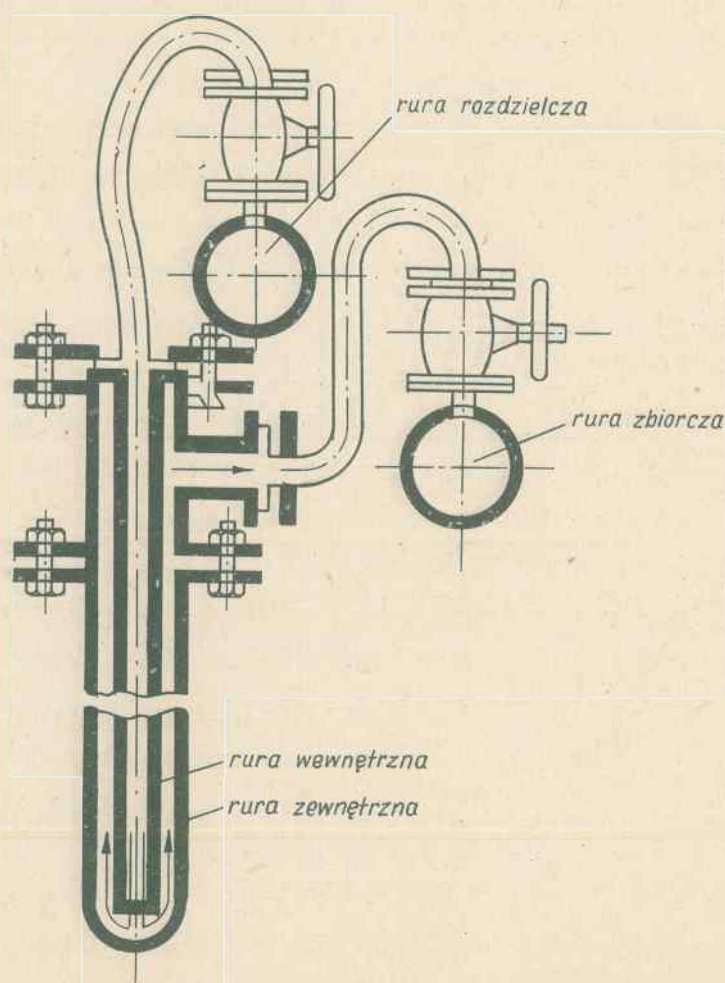
Rys.174. Kręgi otworów do zamrażania

f) Zgłębianie szybów metodą zamrażania. Sposób zgłębiania szybu za pomocą zamrażania praktykowany był od dawna w swej formie pierwotnej w Syberii północnej. Stosowano go do eksploatacji wodnistych piasków złotonośnych za pomocą małych szybów. Przez zdejmowanie warstw zamrożniętych odkryte warstwy głębsze zamrażały na pewną grubość (15 - 20 cm) i w ten sposób możliwe stawało się zgłębianie szybika z wykorzystaniem niskiej temperatury w okresie zimowym.

Obecnie niską temperaturę potrzebną do zamrażania wytwarza się sztucznie. Na obwodzie większym niż obwód projektowanego do zgłębiania szybu bije się otwory wiertnicze w odległości około 1 m od siebie (rys.174) aż do skał wodonienprzenikliwych. W otwory wiertnicze wstawia się podwójne rury stalowe, zewnętrzną zamkniętą u dołu, a wewnętrzną otwartą (rys.175). Rury wewnętrzne połączone są ze sobą tzw. rurą rozdzielczą, a zewnętrzne - tzw. rurą zbiorczą. Rurą rozdzielczą wtlacza się do rur wewnętrznych ług oziębiający, który przepływając przez rury zewnętrzne chłodzi skałę, przy czym pobiera ciepło sam się ogrzewając. Ług, po wyjściu na powierzchnię, płynie do chłodnicy, gdzie ulega oziębieniu po czym znów skierowany zostaje do rury rozdzielczej. Wokół każdego otworu wiertniczego wytwarza się po jakimś czasie skup zamrożniętej ziemi. Skupy te stają się pod działaniem oziębiającego przepływającego ługu coraz to grubsze, łączą się i two-

rzą zamrożoną bryłę. Po wytworzeniu się jednolitej bryły zamrożonej przystępuje się do zgłębiania szybu podobnie jak w skałach zwięzłych z niewielkim dopływem wody. W czasie zgłębiania utrzymuje się krążenie łożu oziębiającego aż do czasu ukończenia nie tylko zgłębiania, ale i wykonania obudowy ostatecznej. Po postawieniu obudowy przerywa się obieg łożu i odmraża się stopniowo nawet przez sztuczne podgrzewanie.

Ług oziębiający, który przepływa w rurach otworu wiertniczego ogrzewa się i musi być przed ponownym użyciem go ochłodzony w urządzeniach chłodniczych.



Rys.175. Rury do zamrażania

Do wytwarzania niskich temperatur używa się amoniaku albo płynnego dwutlenku węgla, które mają niską temperaturę wrzenia. Płyny te odparowując zużywają ciepło innego ciała, wsku-

tek czego chłodzią go. Jako łożu krążącego używa się roztworu chloromagneziowego (26 % $Mg Cl_2$) lub alkoholu. Temperatury jakie osiąga się przy zamrażaniach wahają się od $-22^{\circ}C$ do $-55^{\circ}C$, a nawet do $-112^{\circ}C$ (przy alkoholu, którego użycie jest jednak b.drogie).

Rury mnożone mają średnicę 100-142 mm, a grubość ścian 6-8 mm. Rury wewnętrzne są zwykle o średnicy 50 mm, o grubości ścianki 5 mm.

Dla zamrożenia szybu o średnicy 6,5 m do głębokości 300 m należy odwiercić około 10 000 mb otworów wiertniczych. Zużycie dwutlenku węgla wynosi ca 35 000 kg, a chlorku magnezu 40 000 kg oraz wody $703 m^3/godz.$

Temperatura powietrza w głębionym, zamrożonym szybie wynosi $-10^{\circ}C$, a przy większych głębokościach $-20^{\circ}C$.

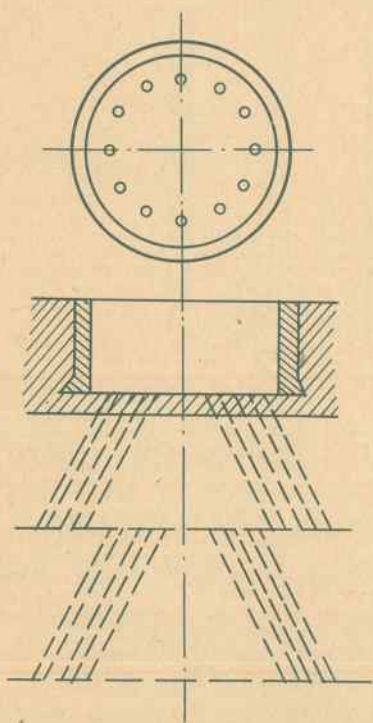
Po wykonaniu szybu i jego stopniowym odtajaniu wyciąga się rury wewnętrzne i zewnętrzne, a otwory wypełnia się betonem lub piaskiem.

Zamrażanie stosuje się przeważnie przy zgłębianiu szybów w skałach o stanie półpłynnym (kurzawki) lub luźnych, a rzadziej w skałach zwięzłych o dużym dopływie wody.

g) Głębienie szybu za pomocą cementowania (rys.176,a,b).
W skałach zwięzłych, lecz szczelinowatych i o dużym dopływie wody, największą trudność przy zgłębianiu szybu następuje zwalczanie wody. Z poznanych dotychczas sposobów tylko zamrażanie nadaje się do zastosowania wypada jednak zbyt drogo. W tych warunkach stosować można albo cementowanie, albo wiercenie szybu. Metoda cementowania polega na scementowaniu skał. Mleko cementowe, wtłaczane przez otwory wiertnicze wybite wokół szybu, rozchodzi się w szczelinach skalnych, wypełniając wszelkie wolne przestrzenie. Po pewnym czasie cementowania szczeliny skalne wypełniają się mlekiem cementowym i następuje scementowanie skał wokół szybu w postaci bloku odgradzającego szyb od znaczniejszego dopływu wody. Po utworzeniu się bloku głębi się szyb w sposób zwyczajny przy minimalnej ilości wody. Metoda cementowania ma tę ważną zaletę, że blok scementowany pozostaje na zawsze, a np. przy zamrażaniu znika.

Otwory do cementowania rozmieszcza się w znacznie większej odległości niż przy zamrażaniu (2,5 - 3,5 m). Otwory te wiercone są na obwodzie koła o średnicy większej od średnicy szybu. Mleko cementowe wtłaczane jest do każdego otworu osobno, choć możliwe jest też równoczesne wtłoczenie do wszystkich, lecz bardziej skomplikowane.

Cementowanie z powierzchni przeprowadza się wówczas, gdy skały szczelinowate i wodonośne znajdują się pod samą powierzchnią. Gdy od powierzchni aż do pewnej głębokości skała jest zwięzła, a niżej dopiero wodnista, wówczas bije się szyb zwykłym sposobem w skałach zwięzłych i zatrzymuje zgłębianie na niewielkiej odległości od warstw wodnistych. Z dna szybu wierci się potem otwory pionowe lub pochyłe, którymi wtłacza się następnie mleko cementowe.



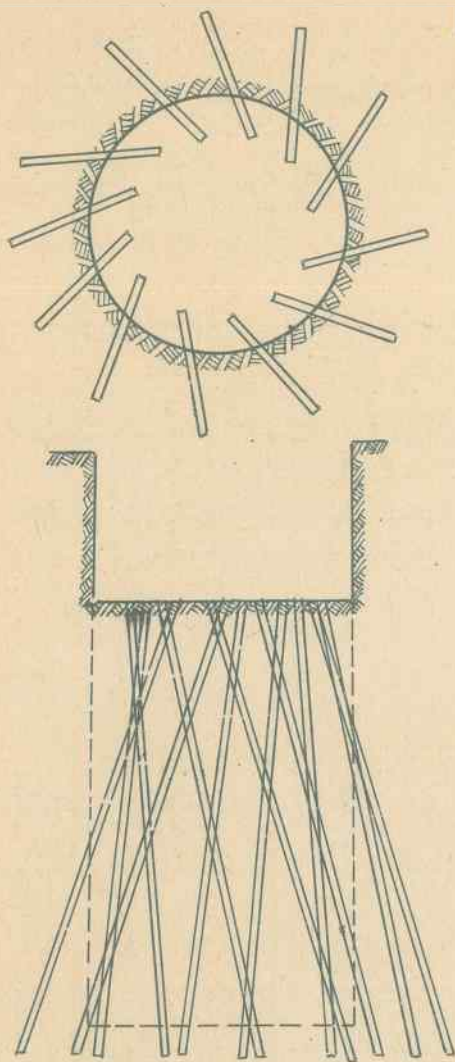
Rys.176a. Zgłębianie za pomocą cementowania z powierzchni

Ciśnienie, przy którym wtłaczane jest mleko, podnosi się stopniowo do 50 - 100 at. Cement twardnieje w szczelinach w czasie 4-5 dni. Otworów do cementowania zwykle nie ruruje się poza górną częścią otworu, w której trzeba mocno osadzić rurę, aby uniemożliwić wypływ mleka cementowego do góry.

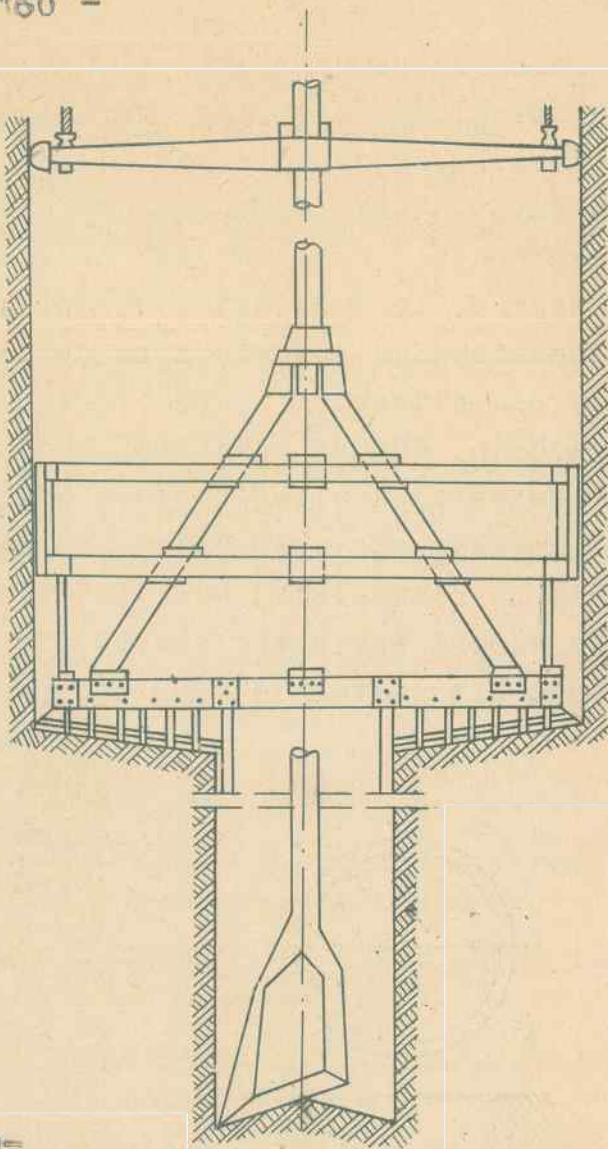
Cementowanie nie nadaje się przy płynnych piaskach, ponieważ działają one jako filtr nie dopuszczający do przenikania składników mleka cementowego w głąb skały. Również w obecności gliny lub mułu cement nie wiąże w ogóle lub bardzo słabo.

h) Zgłębianie szybów za pomocą wiercenia. Przy dużym dopły-

wie wody i skałach zwięzłych stosować można wiercenie szybu na całym jego przekroju. Sposób ten nosi nazwę Kind-Chandrona. Ze względu na znaczne wymiary średnicy szybu, które

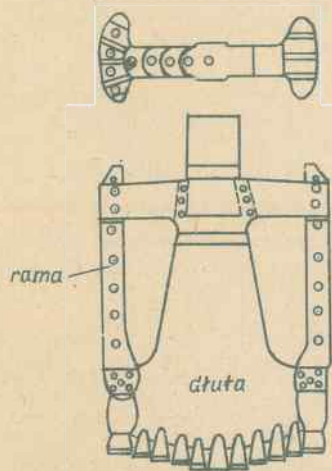


Rys. 176b. Zgłębianie za pomocą cementowania z dołu



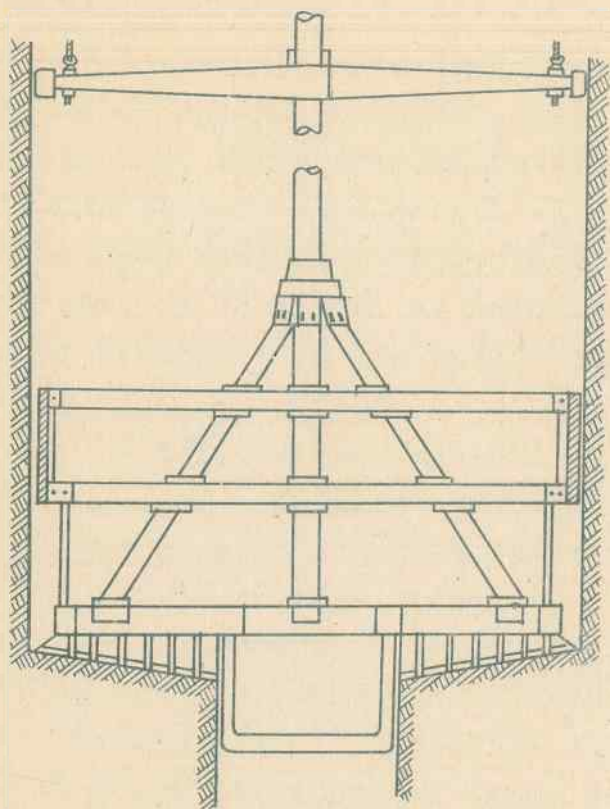
Rys. 177. Wiercenie szybu

wymagałyby dużego i ciężkiego dźwuta, a łyżkowanie zajmowałoby dużo czasu, prowadzi się wiercenie najpierw szybu o średnicy 1,5 - 2,5 m, a następnie większym dźwutem zbiera się boki do średnicy 5 - 5,5 m (rys. 177). Dźwuto do wiercenia całego przekroju szybu składa się z ramy, w której dolnej części przymocowane są właściwe dźwutka (rys. 178). Dźwuto do zbierania bo-



Rys. 178. Dźwuto do wiercenia szybów

bów przedstawia rysunek 179. Jako przewody do tych dłut używane są żerdzie drewniane o przekroju kwadratowym i boku kwadratu około 22 cm.



Rys. 179. Dłuto do zbierania boków

Wiercenie szybu wymaga urządzeń mechanicznych do poruszania jak również wieży szybowej. Urobioną na dnie szybu skałę wydobywa się łyżkami o działaniu analogicznym jak przy wierceniu otworów wiertniczych ale o większych wymiarach. Jeżeli szyb w czasie zgłębiania za pomocą wiercenia wymaga obudowy tymczasowej, wówczas obudowę taką, złożoną z blaszanych cylindrów opuszcza się z powierzchni. Gdy nie zachodzi potrzeba prowizorycznej obudowy, to obudowę ostateczną wodonioprzenikliwą żeliwną opu-

szcza się z powierzchni ziemi i osadza na dnie szybu. Do przestrzeni między obudowę a skałę wprowadza się cement dla uszczelnienia i zamknięcia dopływu wody.

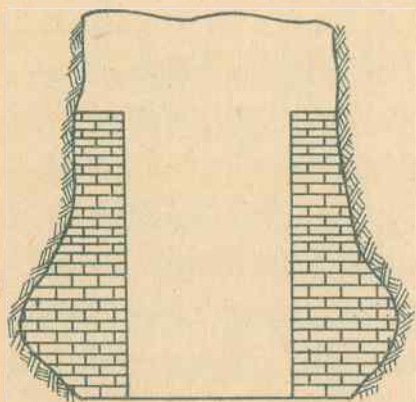
2) Obudowa stała szybów

Obudowa prowizoryczna (tymczasowa) zakładana w czasie zgłębiania szybu ma za zadanie zabezpieczenie pracujących w szybie, urządzeń i samego szybu od ruchu skał.

Z uwagi na to, że szyb jest wyrobiskiem górniczym, które istnieje długo, czasem 100 lat i więcej, musi być zaopatrzony w obudowę trwałą tzw. stałą. Obudowa szybu może być zwykła dla zabezpieczenia szybu od ciśnienia skał lub wodonioprzenikliwa, która poza tym zabezpiecza szyb przed dopływem

wody z otaczających skał. Ze względu na rodzaj materiału z jakiego wykonana jest obudowa, rozróżniamy obudowę drewnianą, murową, żelazną. Obudowa drewniana może być stosowana tylko w szybach o małym przekroju, płytkich. W dużych szybach stosuje się obudowę murową lub żelazną. Obudowa drewniana małych szybów czworokątnych została już opisana, wobec tego pozostają do wyjaśnienia: obudowa murowa i żelazna.

Zwykle po zgłębieniu odcinka szybu długości 40-60 m rozpoczyna się prace nad zmianą obudowy tymczasowej na obudowę stałą. Najczęściej obudowa stała jest obudową murową. Grubość muru obudowy zależy od rodzaju skał otaczających, ciśnienia ich na ściany szybu, głębokości itp. i wynosi 0,5 - 1,5 m - 2,5 m. Murowanie odcinka szybu rozpoczyna się od dołu, w pewnej jednak odległości od dna szybu, aby przy strzelaniu materiałami wybuchowymi, przy dalszym zgłębianiu, mur obudowy nie uległ uszkodzeniu. Dla moc-



Rys.180. Stopa muru szybowego

nego posadowienia obudowy wykonuje się na całym obwodzie szybu, w skale, bez użycia materiałów wybuchowych zgłębienia, by w nich umieścić tzw. stopę muru (rys.180). Stopa ta ma utrzymać na sobie cały odcinek muru, a po związaniu muru całego szybu zabezpieczyć obudowę przed osiadaniem. Wodę wypływającą z ścian szybu odprowadza się rurkami zakładanymi w murze obudowy. Zabezpiecza to przed wymywaniem zaprawy, gdy mur jest świeżo postawiony, a zaprawa jeszcze nie stwardniała.

Murowanie odbywa się najczęściej z pomostu wiszącego w szybie i podciąganego za pomocą kołowrotów i lin, w miarę postępu murowania.

Postęp dzienny murowania szybu wynosi przeciętnie 2-3 m, a przy pracy dobrze zorganizowanej dochodzić może do 5 m. Obudowę murową z cegły wykonuje się na zaprawie cementowej,

przy stosunku cementu do piasku 1 - (2-3). Cegła musi być dobrze wypalona. Przestrzeń między murem a skałą należy dokładnie wypełnić dla równomiernego rozłożenia ciśnienia skał na obudowę.

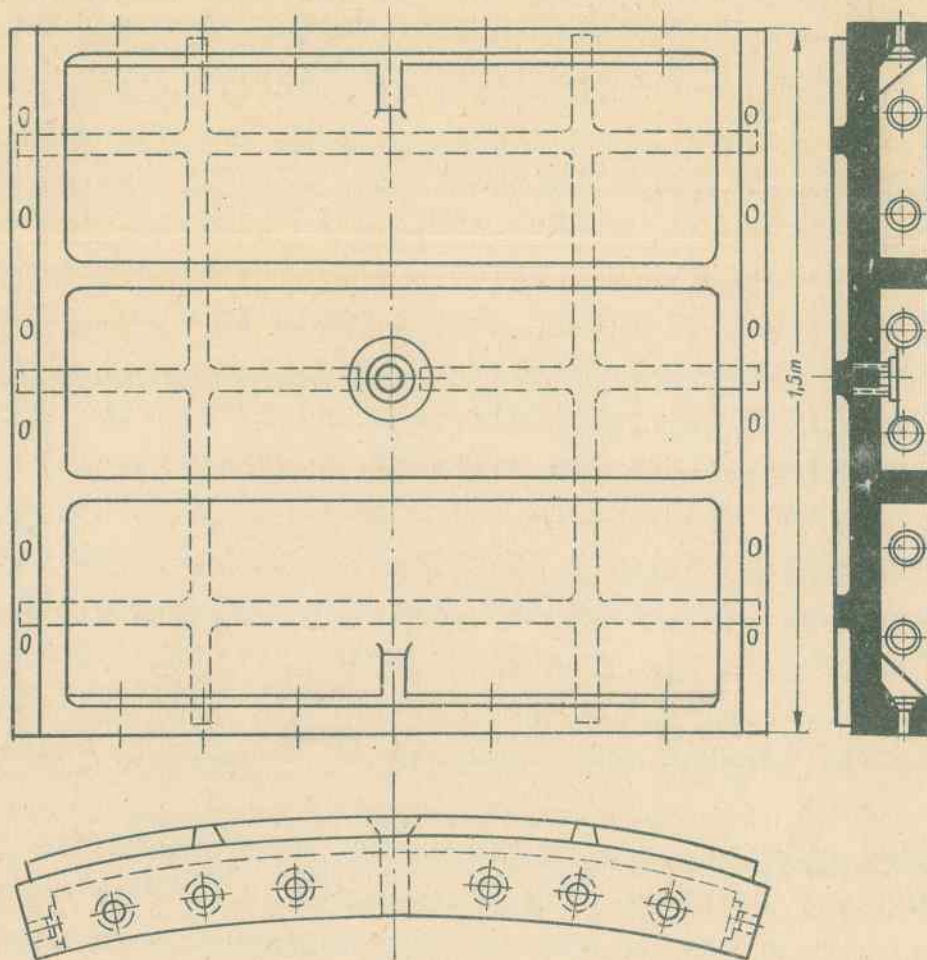
Obudowa murowa wodonieprzenikliwa wykonana jest zwykle w postaci pierścieni koncentrycznych z cegły o grubości 1 - 1,5 m, między którymi prześwity 5-7 cm wypełnia się tłustym cementem. Po pewnym czasie powstaje wokół pierścienia murowego pierścień betonowy, który ma na celu zabezpieczenie przed przenikaniem wody. Również przestrzeń między skałą a murem wypełnia się cementem. Do wykonania obudowy stałej, zamiast cegły używa się również betonu lub żelbetonu. Ze względu na większą wytrzymałość grubość obudowy betonowej i żelbetonowej może być mniejsza. Jeśli grubość muru z cegły wynosi 65 cm, to przy betonie wystarczy 40 cm, przy żelbetonie - 26 cm. Wadą tych rodzajów obudowy jest trudność naprawy oraz trudniejsze umocowywanie belek zbrojeniowych szybu.

Obudowa żelazna, zwykła stosowana jest przeważnie jako prowizoryczna (opisana przy zgłębianiu), którą po zgłębieniu odcinka szybu wymienia się na stałą murową idąc w kierunku z dołu do góry.

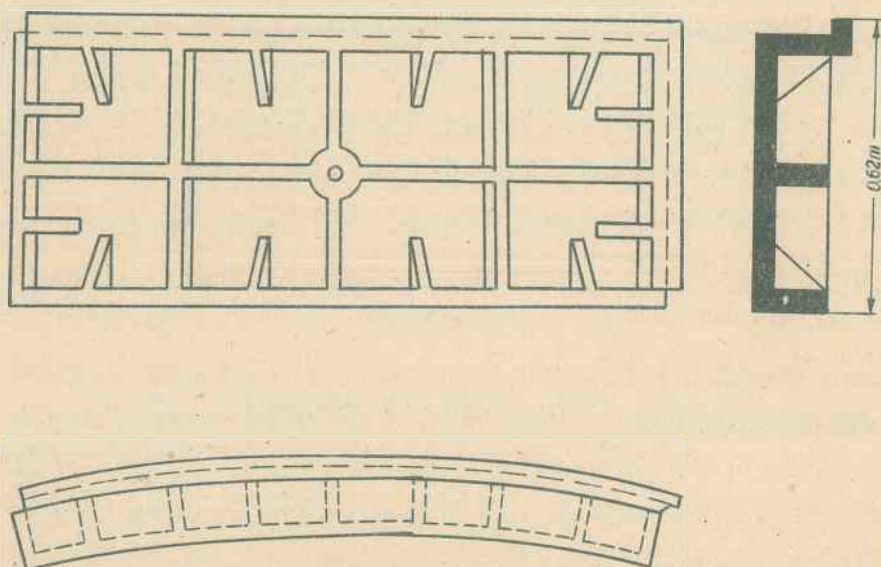
Obudowa żelazna wodonieprzenikliwa stosowana jest, gdy szyb zgłębiany jest w skałach luźnych, zawodnionych, pod którymi zalegają skały wodonieprzenikliwe. W wypadku tym występują większe ciśnienia, które wymagają obudowy wzmocnionej i wodonieprzenikliwej. Materiałem, z którego wykonana jest obudowa żelazna wodonieprzenikliwa jest żeliwo lub stal lana. Obudowa składa się z pierścieni, które dalej składają się z segmentów, zwanych tubingami.

Stąd nazwa obudowy tubingowej. Są dwa rodzaje tubingów: angielski i niemiecki.

Tubing angielski (rys.182) ma długość 1,5 - 2 m, wysokość 0,5 - 0,6 m, a grubość ścianek 25-30-120 mm. W środku posiada otwór do opuszczania i odpływu wody w czasie budowania. Na zewnętrznej stronie tubing angielski ma wzmocnienia w postaci żeber oraz wywinięte obrzeża. Od strony wewnętrznej



Rys. 181. Tubing niemiecki

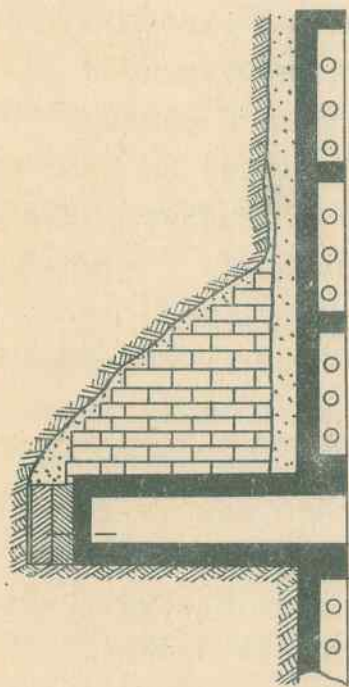


Rys. 182. Tubing angielski

tubing ma powierzchnię gładką. Segmenty uszczelnia się między sobą klinami drewnianymi.

Tubing niemiecki (rys.181) jest wyższy od angielskiego, gdyż wysokość jego, najczęściej stosowana, wynosi 1,50 m. Kołnierze wywinięte są tu na wewnątrz. Na skrajnych kołnierzach znajdują się otwory na śruby. Uszczelniany połączenie segmentów ołowiem. Pierścienie obudowy składają się z 8-12 segmentów. Oprócz pierścieni zwykłych są jeszcze pierścienie podstawowe, na których spoczywają odcinki obudowy (rys.183).

Obudowa tubingowa wykonywana jest odcinkami. Naprzód w dolnej części takiego odcinka zakłada się wieniec podstawowy na skale. Na wieńcu podstawowym układa się następnie wieńce zwykłe w ten sposób, by szczeliny pionowe międzysegmentowe mijały się. Prześwit między skalą a obudową wypełnia się skalą płonną lub betonem.



Rys.183. Pierścień podstawowy (dla obudowy tubingowej)

Obudowa tubingowa jest stosowana zwykle na pewnym odcinku szybu, w którym występują skały luźne wodniste, reszta zaś szybu posiada obudowę murową. Dołączanie obudowy tubingowej do murowej polega na przedłużeniu obudowy żelaznej o kilka pierścieni wewnątrz obudowy murowej i wypełnianiu prześwitu betonem. Przy tym sposobie szyb ma niejednakową średnicę. Dla utrzymania jednakowej średnicy szybu można wykonać połączenie obudowy żelaznej przez nacięcie muru. Prześrzenie między murem a tubingami wypełnia się tłustym betonem.

Jeśli połączenie obudowy przewiduje się przed wykonaniem muru, wówczas obudowę murową wykonuje się na wieńcu podstawowym żelaznym. W tym wypadku dolną obudowę tubingową dołącza się w zwykły sposób.

Przy tubingach niemieckich obudowę prowadzić można również z góry na dół, a więc wykonywać ją równocześnie ze zgłębianiem, co należy do jej zalet.

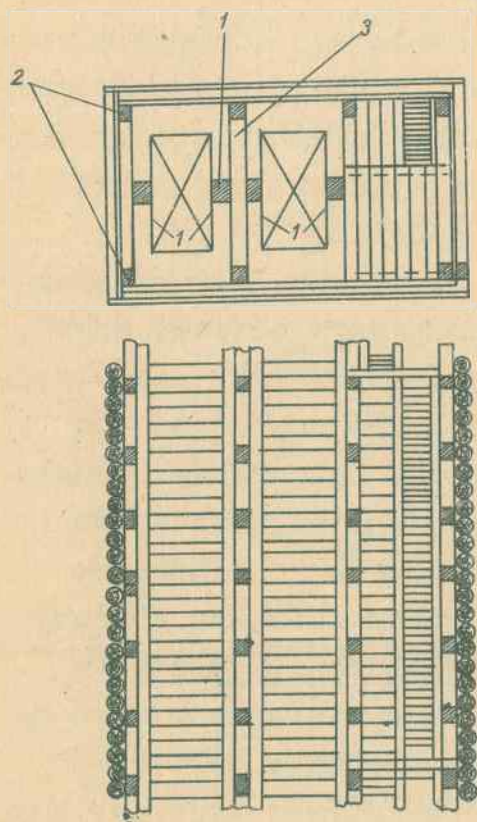
Zakładany wieniec wiesza się i zreśrubowuje z górnym, a beton wtkacza się od dołu równomiernie wokoło całego pierścienia.

3) Uzbrojenie szybu (rys.184)

W każdym szybie zabudowuje się belki szybowe, dzielące szyb na przedziały, a potrzebne zarazem jako oparcia. Belki

przedziałowe zabudowane są w jednym pionie i umocowane w obudowie szybu. Mogą być drewniane lub żelazne.

Drewniane stosowane są w szybach o małym przekroju i krótkim okresie istnienia. W większych szybach stosuje się belki żelazne, na końcach wchodzących w obudowę podkładamy pod nie płyty z grubej blachy, aby umożliwić oparcie belki o mur na większej powierzchni. Do belek przedziałowych przymocowane są w przedziałach klatkowych prowadniki, mające za zadanie prowadzenie klatki. Przekrój prowadników drewnianych jest prostokątny. Prowadniki mogą być tzw. boczne lub czołowe. Prowadniki czołowe są korzystniejsze dla klatek wąskich długich -



Rys.184. Uzbrojenie szybu z obudową drewnianą
1 - prowadniki, 2 - przyścienne, 3 - belki przedziałowe.

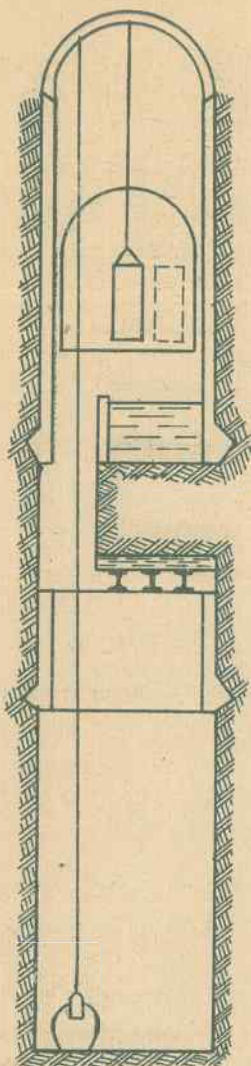
tek wąskich długich - wadą ich jest konieczność przerywania ich na podszybiach. Do belek przedziałowych przymocowane są kierowniki za pomocą śrub wpuszczanych, łączenie zaś samych kierowników odbywa się przez wcięcia na końcach łączonych. Na kierowniki używa się drzewa dębowego. Zamiast drewnianych mogą być szynowe.

Oprócz przedziałów wydobywczych są w szybie przedziały drabinowe, zaopatrzone w pomosty i oddzielone od przedziałów wydobywczych zazwyczaj ścianką z blachy falistej. Między pomostami przedziału drabinowego zakładane są drabiny nachylone pod kątem $70 - 75^{\circ}$ do poziomu. Drabiny wystają ponad pomosty na długości 1 m.

4. Pogłębienie szybów istniejących

Przy sposobie częściowego udostępniania złoża i prowadzeniu eksploatacji poziomami szyb wydobywczy zgłębia się do poziomu wydobywczego I, a w miarę wyczerpywania zasobów tego poziomu odpowiednio wcześniej następuje pogłębienie szybu do drugiego poziomu. Ze względu na produkcję nie można zatrzymywać szybu wydobywczego, lecz trzeba zorganizować roboty pogłębiania w ten sposób, by szyb mógł jednocześnie wydobywać i być pogłębiany. Jeżeli szyb jest dwuprzędziążowy, przy czym jeden przedział jest czynny, a drugi rezerwowy, wówczas rozpoczyna się pogłębianie w przedziale rezerwowym. Na odcinku kilkunastu metrów zgłębia się szyb wąskim przekrojem pozostawiając pod przedziałem ruchowym tzw. półkę skalną (rys.185), a następnie rozszerza się szyb do wymiarów pełnych. Półkę zabezpiecza się za pomocą dźwigarów żelaznych, umocowanych w gniazdach ścian szybu. Przedostawianiu się wody z rzepia szybu zapobiega przegroda betonowa, (rys.186). Pogłębianie z pozostawieniem półki jest możliwe, o ile w półce występują skały związane mocne. Jeśli skały przebijane przy pogłębieniu szybu nie są zbyt mocne, a szyb jest suchy, pogłębienie szybu następuje w całym przekroju. Dla zabezpieczenia pracujących konieczny wówczas jest pomost ochronny, złożony z dwóch części, z których jedna zabudowana jest poniżej poziomu wydobywczego a druga nad kołami wyciągu kubiowego. Pomosty mogą być szttywne, złożone z 2 warstw dźwigarów, warstwy okrągłaków i drzewa kantowego albo elastyczne, składające się z dźwigarów żelaznych, okrągłaków i kilku warstw faszyny (rys.187).

W wypadku pogłębiania szybu czynnego w obu przedziałach i przy związanych skałach pozostawia się kilkumetrową półkę skalną i rozpoczyna poniżej tej półki pogłębianie. Dostęp

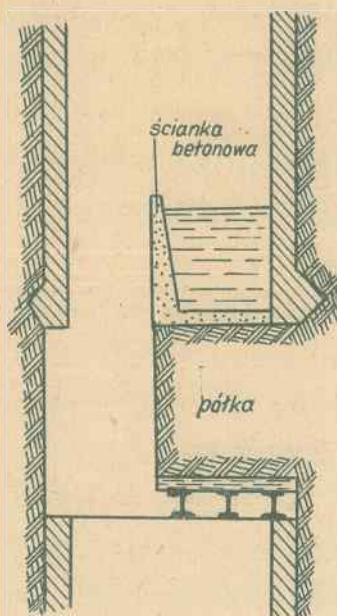


Rys.185. Półka przy głę-
bieniu szybu

z góry na dół odbywa się w sposób jak przy szybach zgłębia-
nych z powierzchni.

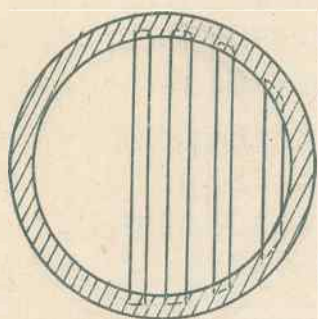
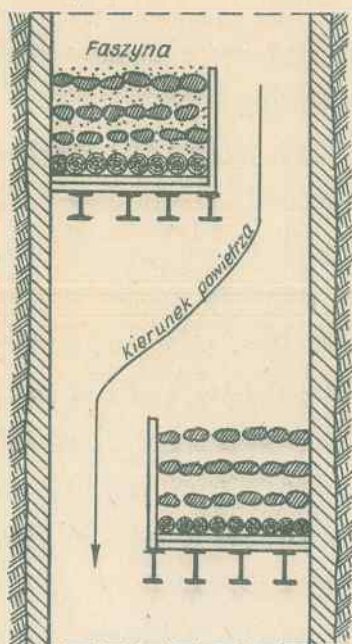
Głębianie z dodatkowymi wyrobiskami i półką zwiększa kosz-
ty odstawy więcej skomplikowanej, ale pozwala na równoczesne
wydobywanie i pogłębianie.

W pewnych wypadkach wykonać można przebicie szybu do głę-
szego poziomu, nie przez pogłębianie z góry na dół, ale prze-
bijaniem z dołu do góry czyli tzw. nadsiewłomem. W tym wypad-
ku poziom niżej leżący posiada już połączenie z innym szy-
bem, szybikiem lub upadową (rys.188).

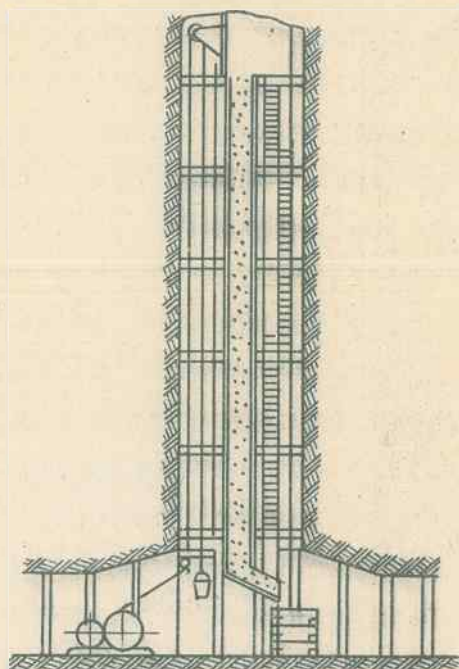


Rys.186. Przegroda betonowa

do tego miejsca wykonuje się za
pomocą szybików, upadowych i krót-
kich przecznic. Po zgłębieniu szy-
bu do projektowanej głębokości
półkę skalną przebija się łącząc
obie części szybu. Przed usunię-
ciem półki buduje się ochronny po-
most dla zatrzymywania urobionej
z półki skały. Samo pogłębianie



Rys.187. Pomost elastyczny



Rys.188. Przebijanie szybu nadsięwłomem

Nadsięwłom można prowadzić albo małym przekrojem (szybkim), który następnie po przebicciu poszerza się do właściwych wymiarów szybu, albo całym przekrojem szybu.

Częściej stosuje się pierwszy sposób z uwagi na łatwiejszą pracę urabiania i odstawę urobku oraz dogodniejszy dostęp.

Przebijanie sposobem nadsięwłomowym można stosować w skałach zwietrzłych, oraz przy niedługich odcinkach szybu (50 m). Przy większych głębokościach prowadzi się połgębienie. Zaletą nadsięwłomów jest brak wody, która przy metodzie pogłębiania jest czynnikiem hamującym postęp robót.

5. Wykonanie innych wyrobisk udostępnienia głównego

Do zespołu wyrobisk głównych udostępnienia należą oprócz szybów przecznice.

Przecznica (przekopem) nazywane jest wyrobisko górnicze chodnikowe wykonane w skałach płonnych zwykle w poprzek rozciągłości złoża.

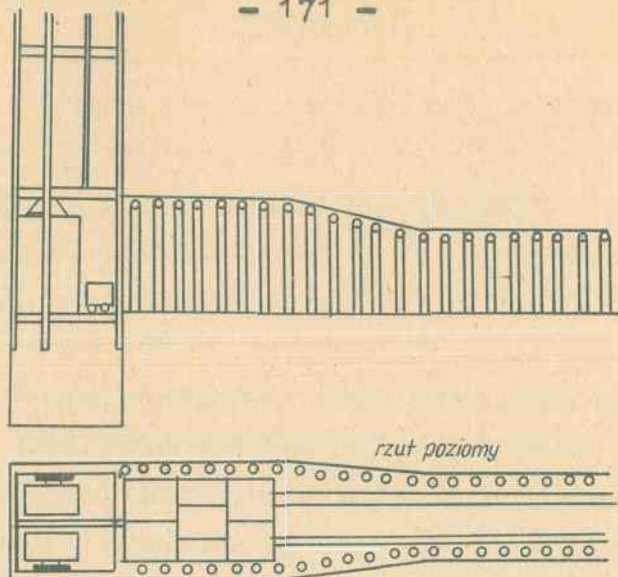
Dla otwarcia dostępu do złoża np. pokładowego o większym kącie nachylenia po zgłębieniu szybu pionowego do poziomu wydobywczego rozpoczyna się na tym poziomie pędzenie przecznicy od szybu aż do przebicia pokładów przewidzinach do eksploatacji.

Przecznica łącząca się bezpośrednio z szybem nosi nazwę przecznicy głównej. Stanowi ona, podobnie jak szyb wydobywczy, główny element w podziemnej sieci wyrobisk, przez który odbywa się transport całego wydobywania z poziomu kopalni.

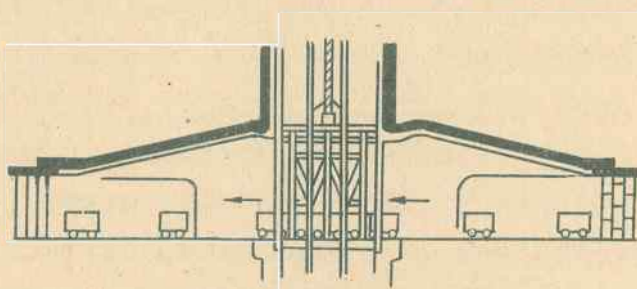
Wymiary poprzeczne przecznicy na poziomie wydobywczym zależą od rodzaju transportu i wymiarów urządzeń transportowych.

Część przecznicy łącząca się bezpośrednio z szybem ma na pewnym odcinku wymiary przekroju poprzecznego większe i nazywa się podszybiem. Podszybia mogą być przy małej produkcji z poziomu jednostronne (pojedyncze) (rys. 189), gdy podszybie jest tylko z jednej strony szybu lub dwustronne (rys. 190), gdy szyb ma z dwóch stron podszybie. Podszybie tworzy najczęściej na kopalniach o większym wydobywaniu sieć chodników okrężnych, w których odbywa się ruch wozów z urobkiem, przyciągniętych z pól eksploatacyjnych lokomotywami i ruch wózków próżnych, opuszczanych bądź szybem z powierzchni na dół lub wypróżnionych z urobku do tzw. zbiorników skipowych. Plan podszybia większej kopalni przedstawia rysunek 191. Na podszybiu zabudowane są urządzenia mechaniczne do podciągania wozów (kolejki łańcuchowe), do zapychania wozów do klatek szybowych (zapychacze automatyczne), pomosty ruchome do połączenia torów podszybia z torem w klatce w czasie zapychania, zwrotnice. Na podszybiach szybów tzw. skipowych, w których wyciąganie urobku odbywa się w skrzyniach zwanych skipami, są urządzenia do wyładowania urobku z wozów tzw. wywroty, ponadto wagi do ważenia urobku zbiorniki zsypne. Na każdym podszybiu są urządzenia sygnalizacyjne do nadszybia i maszyny wyciągowej, telefony itp.

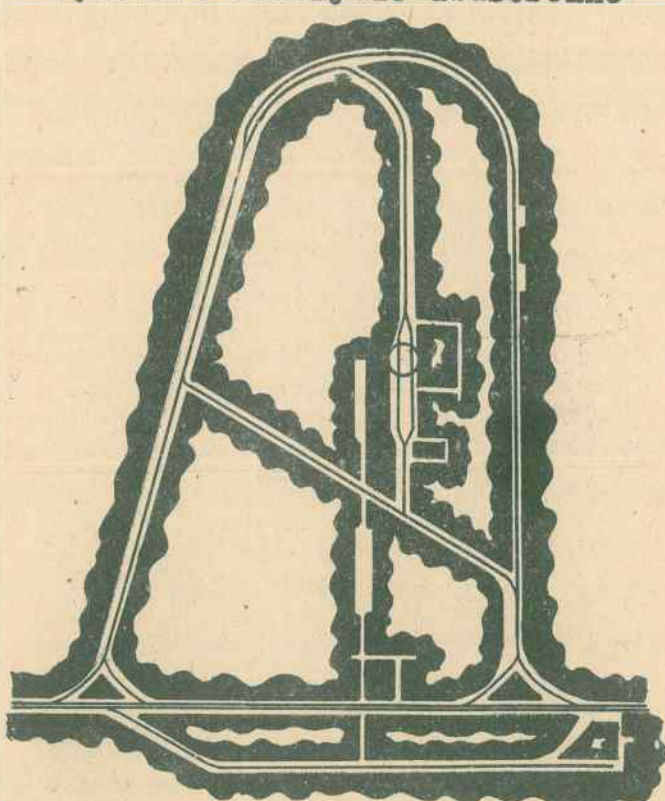
Pędzenie przecznicy, a więc chodników w skałach płonnych odbywa się za pomocą materiałów wybuchowych z zastosowaniem maszyn i narzędzi do mechanicznego urabiania i ładowania.



Rys.189. Podszybie jednostronne



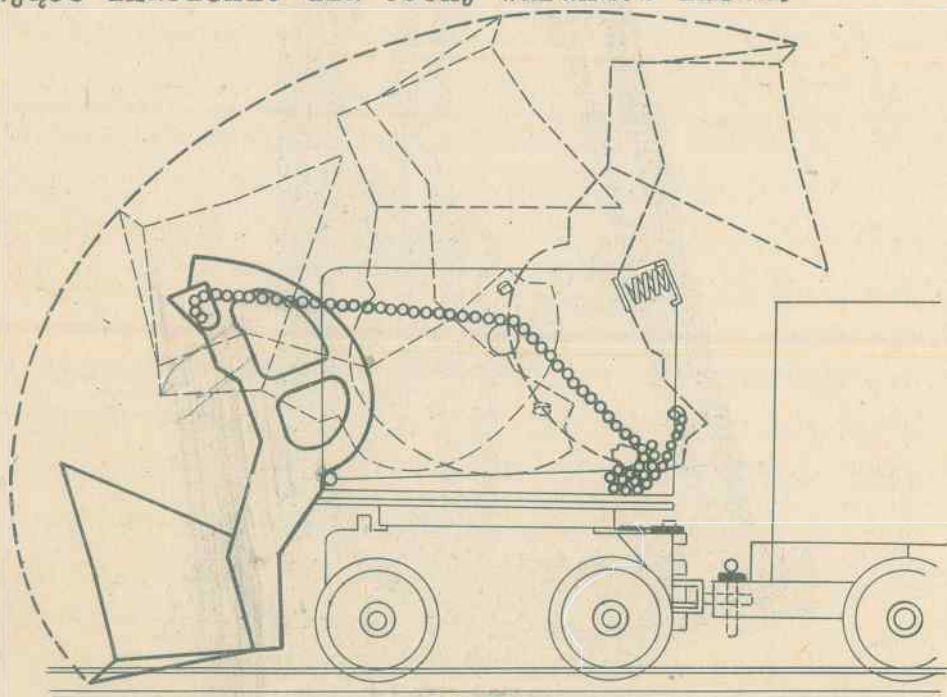
Rys.190. Podszybie dwustronne



Rys.191. Schemat podszybia dwustronnego

Do wiercenia otworów strzałowych służą wiertarki młotkowe, a do ładowania mechanicznego tzw. ładowarki zasięrzutne (rys.192). Po odstrzeleniu założonych w otworach ładunków materiału wybuchowego i po przewietrzeniu przodka z dymów postrzałowych górnicy obrywają luźne kawałki skał kilofami, a następnie przystępują do wykonania obudowy tymczasowej, drewnianej w postaci tzw. odrzwi, składających się ze stropnic i stojaków, oraz okładzin zakładanych nad stropnicami dla zabezpieczenia przed obrywaniem się kawałków skały z piętra. Jeśli skały są słabe boki przecznicy również opinane są klockami i okładzinami. Gdy skała jest zwięzła i twarda, przecznica może być pędzona bez obudowy tymczasowej. W ślad za posuwającym się przodkiem przecznicy posuwa się również obudowa stała przecznicy, prowadzona w odległości 40 - 50 m. Obudowa stała może być murowa (z cegły, kamienia naturalnego, betonu, żelbetonu), żelazna lub mieszana.

Przed zabudowaniem boków przecznicy murem przy obudowie z cegły lub opięciu ich przy obudowie żelaznej powinien geolog kopalniany zrobić zdjęcie dokładne z zaznaczeniem warstw, miąższości, kąta nachylenia, rodzaju skał. Powinien również zbadać stratygrafię i paleontologię oraz inne czynniki, mające znaczenie dla oceny warunków złoża.



Rys.192. Schemat pracy ładowarki zasięrzutnej

Dział III. MATERIAŁY WYBUCHOWE STOSOWANE W GÓRNICTWIE

XIV. MATERIAŁY WYBUCHOWE I STOSOWANIE ICH W GÓRNICTWIE

A. Wiadomości ogólne

=====

1. Pojęcie materiału wybuchowego i skład chemiczny

Urabianie za pomocą materiałów wybuchowych skał, szczególnie zwięzłych, twardych i bardzo twardych, jest obecnie w górnictwie najczęściej stosowane.

Materiał wybuchowy jest to substancja zdolna pod wpływem bodźca zewnętrznego jak uderzenie, tarcie, zapalenie, detonacja do szybkiej reakcji wysoko - egzotermicznej i zamiany na dużą ilość gazów o wysokiej temperaturze i dużej prężności.

Z poprzednich wyjaśnień o urabianiu skał przy pędzeniu wyrobisk poszukiwawczych i udostępniania wiadomo, że przy stosowaniu materiałów wybuchowych wierci się w przodku wyrobiska tzw. otwory strzelnicze o niewielkiej stosunkowo długości 0,5 - 2 - 2,5 m. Otwór strzelniczy służy do umieszczenia w nim ładunku materiału wybuchowego, który zajmuje nie więcej jak $\frac{2}{3}$ długości otworu. Pozostałą $\frac{1}{3}$ część otworu po załadunku ładunku, wypełnia się i uszczelnia gliną, iłem (tzw. przybitką) wobec czego ładunek materiału wybuchowego mieści się w przestrzeni zamkniętej. Wskutek wysokiej temperatury, gazy powstałe w czasie eksplozji z rozkładu materiału wybuchowego, mają dużą prężność, wywierają znaczne ciśnienie na ściany skalne otworu strzelniczego, działając przy pewnych materiałach początkowo w sposób uderzeniowy, miażdżący, następnie rozrywający. Pod wpływem uderzenia gazowego skała ulega zmiażdżeniu, a następnie rozerwaniu i odrzuceniu. Tak przedstawia się w ogólnych zarysach istota działania materiału wybuchowego przy urabianiu skał.

Pracę oderwania części skały od calizny i rozdrobnienia jej wykonują gazy, powstałe z rozkładu materiału wybuchowego, a czynnikiem podnoszącym ich ciśnienie jest wysoka temperatura, wywołana egzotermiczną reakcją chemiczną rozkładu oraz stała objętość otworu strzelniczego.

Zdolność do szybkiej reakcji chemicznej na skutek impulsu zewnętrznego i do wytworzenia przy tym dużej ilości gazów i wysokiej temperatury mają niektóre organiczne związki chemiczne, zawierające w swym składzie grupę NO_2 np. nitrogliceryna, bawełna strzelnicza, nitrobenzol, nitrotoluoł (trotyl). Ze związków chemicznych nieorganicznych podobną własność posiada saletra amonowa.

Związki chemiczne organiczne i nieorganiczne zdolne do szybkiej reakcji pod wpływem uderzenia, tarcia, zapalenia, detonacji i wytworzenia dużej ilości gazów i wysokiej temperatury, noszą nazwę związków chemicznych wybuchowych.

Oprócz związków chemicznych wybuchowych również mieszaniny mechaniczne niektórych ciał palnych i ciał zawierających w swym składzie chemicznym tlen odznaczają się zdolnością wytwarzania dużej ilości gazów i wysokiej temperatury. Nazywane są one mieszaninami wybuchowymi. Poszczególne składniki mieszaniny wybuchowej w oderwaniu mogą nie być wybuchowe, a reakcja chemiczna ich mieszaniny polega na utlenianiu składników palnych kosztem tlenu składników tlenonośnych.

Jako składniki palne mogą występować: węgiel, mączka drzewna, nafta itp. a jako ciała tlenonośne zwykle saletra potasowa lub sodowa.

Materiały wybuchowe używane w górnictwie są przeważnie mieszaninami chemicznych związków wybuchowych oraz ciał palnych i tlenonośnych.

Oprócz składników zasadniczych ma czasem materiał wybuchowy dodatkowe substancje, których zadaniem jest obniżenie temperatury eksplozji (sól kuchenna) lub wzmocnienie czułości i siły kruszącej materiału wybuchowego (2-6 % nitrogliceryny). Pod wpływem bodźca zewnętrznego materiał wybuchowy ulega szybkiemu rozkładowi, który nazywamy eksplozją.

Wyróżnia się dwa rodzaje eksplozji a mianowicie:

2. Rodzaje eksplozji

1) detonację (przy rozkładzie materiału wybuchowego, w którego skład wchodzi chemiczne związki wybuchowe) z towarzyszącym jej zjawiskiem bardzo silnego i ostrego dźwięku.

2) zwykły wybuch (przy materiałach wybuchowych z mieszaniny ciał palnych i tlenonośnych) ze zjawiskiem słabszego i nie tak ostrego jak poprzednio, dźwięku.

Poza tym występuje jeszcze tzw. deflagracja, czyli spalanie się materiału wybuchowego bez silnego zjawiska akustycznego poza ewentualnym syczeniem.

Prędkość przebiegu eksplozji materiałów wybuchowych jest różna i zależna od ich chemicznego składu. Największa prędkość występuje przy detonacji (2000-7800 m/sec), mniejsza natomiast, bo nieprzekraczająca 1000 m/sec przy zwykłym wybuchu. Przy deflagracji zachodzi rozkład materiału wybuchowego, polegający na powolnym spalaniu się, bez zjawiska dźwiękowego. Skała wówczas nie zostaje rozkruszona, tylko przybitka zwykle zostaje wyrzucona z otworu strzelniczego wydzielają się zarazem gazy trujące, jak tlenek węgla i tlenki azotu.

3. Klasyfikacja materiałów wybuchowych górniczych

Stosowane obecnie w górnictwie polskim materiały wybuchowe można podzielić ze względu na:

a) sposób ich działania:

- 1) wolnodziałające, czyli miotające (np. prochy),
- 2) szybko działające, kruszące (bryzantyczne np. dynamity),

b) skład chemiczny:

- 1) prochy,
- 2) amonowo-saletrzane (amonity, karbonity, metanity),
- 3) nitroglicerynowe (dynamity, barbaryty);

c) warunki ich stosowania:

1) skalne, których nie można używać w kopalniach gazowych i zagrożonych wybuchem pyłu węglowego. Kolor opakowania ich jest czerwony. Należą do tej grupy: prochy, amonity.

2) węglowe, których nie wolno używać w kopalniach gazowych, a przy pyłe węglowym w granicach określonych przepisami Wyższego Urzędu Górniczego. Kolor opakowania mają niebieski.

Do węglowych należą: karbonity.

3) powietrzne, które mogą być używane w kopalniach gazowych i pyłowych pod warunkami ustalonymi przepisami górniczy-

mi lub zarządzeniami władzy górniczej przy udzielaniu zezwoleń na stosowanie materiałów wybuchowych. Kolor opakowania kremowy. Do tej grupy należą materiały wybuchowe pod nazwą: metanity i barbaryty.

Materiały wybuchowe węglowe, a przede wszystkim powietrzne, różnią się od skalnych tym, że temperatura eksplozji jest niższa, że dają mniejszy płomień i czas trwania płomienia krótszy. Właściwości te wpływają na większy stopień bezpieczeństwa stosowania ich w obecności pyłu węglowego bądź atmosfery z metanem. Przed dopuszczeniem materiałów powyższych do użytku w kopalniach muszą być one zbadane w specjalnych kopalniach czy sztolniach doświadczalnych i wykazać dostateczne bezpieczeństwo wobec metanu i pyłu węglowego. W Polsce badania tego rodzaju przeprowadza Kopalnia Doświadczalna Barbara w Mikołowie. W czasie prób ustala się dla każdego materiału tzew. najwyższy dopuszczalny ładunek, przez który rozumie się największą ilość materiału wybuchowego jaka rozwolona jest do załadowania w jednym otworze strzelniczym. Ilość ta waha się w granicach 500-800 gr. Dla zwiększenia bezpieczeństwa materiałów wybuchowych powietrznych lub węglowych stosuje się tzw. otoczki. Otoczką nazywa się powleczenie naboju warstwą kilkumilimetrową soli, które w chwili eksplozji tworzą obłok gazów i par, działających tłumiąco na płomień.

B. Charakterystyka poszczególnych grup materiałów =====

wybuchowych =====

Materiały wybuchowe wolnodziałające zdolne są do zwykłego wybuchu, kruszące (bryzantyczne) natomiast - do detonacji.

Wolno działające są prochy, kruszące zaś są materiały nitroglicerynowe (dynamity i barbaryty), amonowo-saletrzane (amonity, karbonity i metanity). Do grupy kruszących - bryzantycznych zalicza się również dawniej stosowane chloranidy oraz płynne powietrze.

Charakterystyczną cechą materiałów wybuchowych powoli działających (prochów) jest konieczność szczelnego zamknięcia otworu strzelniczego przybitką szczelną. Bez szczelnego otworu niemożliwa jest eksplozja prochu ani rozsądzenie skały, ponieważ gazy tworzące się mogą ujść bez wykonania pracy użytecznej. Działanie prochów na skałę nie ma charakteru miażdżącego, lecz tylko powoli rozluźwiający i miotający. Przy użyciu prochów otrzymuje się urobek złożony z większych brył. Prochy te nie nadają się do skał spękanych, szczelinowatych.

Materiały wybuchowe kruszące działają na skałę podczas eksplozji miażdżąco i we wszystkich kierunkach. Działanie to jest tak raptowne, że skała ulega rozsądzeniu wcześniej, niż zdołają gazy ujść na zewnątrz. Wobec tego szczelność otworu nie jest konieczna i dlatego też działają krusząco również na skałę, gdy ładunek nie jest umieszczony w otworze, lecz nałożony na skałę lub pod nią podłożony. Zgodnie z przepisami górniczymi, zakładanie przybitki do każdego otworu strzelniczego jest konieczne, gdyż w ten sposób wyzyskuje się energię materiału wybuchowego w większym stopniu niż przy otworze bez przybitki a nadto dlatego, że przybitka bardziej zapobiega niebezpieczeństwu wydostania się płomienia na zewnątrz otworu strzelniczego.

Wywołanie eksplozji materiału wybuchowego. Eksplozję materiału wybuchowego wywołać można przez uderzenie, tarcie, zapalenie jak również eksplozję innego materiału wybuchowego w bliskim sąsiedztwie.

W praktyce górniczej eksplozję materiału wybuchowego, załadowanego do otworu strzelniczego wywołuje się bądź przez bezpośrednie zapalenie za pomocą lontu (prochy), bądź też z użyciem specjalnych materiałów wybuchowych inicjujących (zapoczątkowujących) w postaci spłonek. Zawarty w spłonkach materiał inicjujący (azotek ołowiu lub piorunian rtęci) eksploduje pod wpływem zapalania go i wywołuje silny wstrząs (detonację), na skutek którego następuje z kolei eksplozja właściwego ładunku materiału wybuchowego, przeznaczonego do rozerwania skały.

Wywołanie eksplozji materiału wybuchowego następuje w otworze strzałowym przez bezpośrednie zapalenie (prochy), lub przez detonację spłonki (materiały kruszące, bryzantyczne).

Produkty rozkładu materiałów wybuchowych w czasie eksplozji. Produktami rozkładu materiałów wybuchowych podczas detonacji lub zwykłego wybuchu są gazy: dwutlenek węgla (CO_2), para wodna (H_2O) i azot (N_2). Oprócz tych składników mogą występować jeszcze gazy trujące jak tlenek węgla CO i dwutlenek azotu (NO_2).

Przy deflagracji ilość gazów trujących jest większa, wskutek czego wejście do przodka zaraz po strzale jest dla zdrowia i życia niebezpieczne. Należy w tych wypadkach dobrze przewietrzyć przodek przed wejściem do niego. Po strzeleniu przodowy może wejść do przodka po należytych usunięciu gazów odstrzałowych i tylko wtedy gdy odeszły wszystkie strzały. Jeżeli strzał zawiódł lub istnieje wątpliwość, czy wszystkie strzały odeszły, wolno wejść do przodka dopiero po upływie 15 minut.

1) Prochy

Prochy ze względu na sposób działania są materiałami powoli działającymi, miotającymi, a ze względu na skład chemiczny mieszaniną ciał palnych i tlenonośnych. Składnikami prochów są saletra (KNO_3 lub NaNO_3), węgiel (C) i siarka (S).

Proch jest materiałem nadzwyczaj łatwo zapalnym od płomienia iskry, dlatego obchodzenie się z nim wymaga dużej ostrożności. Na otwartym powietrzu spala się wolno, wybuch zaś jego może nastąpić w zamkniętej przestrzeni. Wymaga szczelnej przybitki. Prochy są wrażliwe na wilgoć, gdyż są higroskopijne, zawilgocone psują się, wymagają bardzo suchych pomieszczeń. Prochy mogą być wytwarzane w postaci:

1) ziarnistej tzw. proch ziarnisty.

2) prasowany w postaci cylinderków o średnicy 35 mm i wadze 50 gr - tzw. proch górniczy.

Przy wybuchu prochu występuje zjawisko dłuższego płomienia i czas jego trwania jest dość długi (1 sek), temperatura zaś gazów powybuchowych jest wysoka (2380°C). Czynniki

wymienione sprawiają, że nie można stosować prochu w kopalniach podziemnych węgla, gdyż występuje tam metan, albo pył węglowy, które mogłyby ulec zapaleniu i spowodować wybuch. Prochy są przeto materiałami skalnymi.

Używanie prochów do robót górniczych dopuszczone jest tylko w kopalniach odkrywkowych, kamieniołomach.

Do prochów zalicza się proch czarny o składzie saletry potasowej 75 %, siarki 10 % i węgla drzewnego 15 %, oraz saletre wybuchową, w której skład wchodzi saletra sodowa (Na NO_3) zamiast potasowej.

2. Materiały wybuchowe kruszące

a) Amonowo-saletrzane

Głównym składnikiem materiałów wybuchowych amonowo-saletrzanych jest saletra amonowa ($\text{NH}_4 \text{NO}_3$), która jest zasadniczą częścią materiału wybuchowego (60 - 80 %).

Saletra amonowa jest związkiem chemicznym wybuchowym ale stosunkowo mało wrażliwym na tarcie, uderzenie i zapalenie, wymagającym do eksplozji silnego bodźca, detonatora. Wobec małej wrażliwości nie może być stosowana bez domieszek ciał wzmacniających jej czułość i bryzantyczność (jak np. nitrogliceryny lub innych nitrozwiązków) lub ciał palnych (jak np. węgiel), którego obecność zwiększa ilość gazów tworzących się w czasie eksplozji.

Większość materiałów wybuchowych używanych w górnictwie należy do grupy materiałów amonowo-saletrzanych z uwagi na mniejszą wrażliwość na czynniki zewnętrzne jak płomień, uderzenie, tarcie. Wadą materiałów amonowo-saletrzanych jest zdolność higroskopijna wskutek czego materiały te mogą twardnieć. Wobec wrażliwości na wilgoć muszą być składowane w suchych pomieszczeniach i nie dłużej niż trzy miesiące. Przy nabijaniu otworu strzałowego nie można nabojęw silnie ubijać, gdyż zmniejsza się przez to ich wrażliwość, co może spowodować pozostawanie nabojęw niewypalonych. Przed użyciem należy stwardniałe naboje w dłoniach rozwałkować.

Do grupy używanych obecnie w górnictwie polskim materiałów wybuchowych amonowo-saletrzanych należą:

1) amonity (Amonit 2, Amonit 5), które są materiałami skalnymi. Odznaczają się dość dużą siłą kruszącą i stosowane są do urabiania skał, jak wapienie, piaskowce, kwarcyty. Amonit nr 5 jest silniejszy w działaniu kruszącym od amonitu nr 2.

2) Karbonity (karbonit węglowy D₁ i karbonit węglowy D₂). Karbonity są materiałami węglowymi. Prócz saletry amonowej zawierają ponadto około 4 % nitrogliceryny i pewną ilość soli kuchennej dla obniżenia temperatury eksplozji.

3) Metanity (metanit powietrzny D₁ i metanit powietrzny D₂) są materiałami wybuchowymi powietrznymi. Temperatura eksplozji jest niższa niż przy karbonitach. Poza tymi wyrabiane są tzw. metanit powietrzny specjalny A i metanit powietrzny specjalny B, które zawierają około 6 % nitrogliceryny. Metanity te mają najniższą ze wszystkich materiałów temperaturę eksplozji wynoszącą około 1050°C.

b) Materiały wybuchowe nitroglicerynowe. Składnikiem zasadniczym materiałów wybuchowych nitroglicerynowych jest nitrogliceryna. ($C_3N_5(NO_2)_3$). Nitrogliceryna jest cieczą bezbarwną, bez zapachu, o smaku słodkawym, oleistą, w wodzie nie rozpuszcza się i jest od wody cięższa. Jest trująca przy zetknięciu się ze skórą, a objawami zatrucia jest uderzenie krwi do głowy, paraliż mięśni, utrata przytomności, a przy silniejszym zatruciu może nastąpić śmierć.

Nitrogliceryna jest związkiem chemicznym bardzo silnie eksplozywnym i wrażliwym na uderzenia, tarcia, wstrząsy. Zamarza w temperaturze +8°C i po zamarznięciu wrażliwość jej wzrasta do tego stopnia, że przy złamaniu jej kryształów samorzutnie eksploduje. Dla zmniejszenia czułości nitrogliceryny dodaje się do niej nitroglikolu lub dwunitroglikolu. W stanie czystym nitrogliceryna nie bywa używana, jako b. niebezpieczna w użyciu. Przy fabrykacji z niej materiałów wybuchowych dodaje się bawełny kolodziejnej, która się rozpuszcza w nitroglicerynie i tworzy masę w postaci żelatyny. Przy zawartości 93 % nitrogliceryny i 7 % bawełny kolodziejnej materiał wybuchowy nosi nazwę żelatyny wybuchowej. Materiały wytwarzane z niższej zawartości nitrogliceryny (65 % - 20 %) nazywają się dynamitami.

Dynamit jest to materiał wybuchowy bryzantyczny, stanowiący mieszaninę nitrogliceryny z substancjami sproszkowanymi, mającymi zdolność pochłaniania jej lub rozpuszczania się w niej. Substancje, które chłoną, lub które rozpuszczają się w nitroglicerynie, nazywają się zasadami. Mogą one być bierne i nie brać udziału w reakcji (np. ziemia okrzemkowa w dynamicie Nobla) lub czynne (np. saletra amonowa, która sama przez się jest związkiem chemicznym wybuchowym).

Materiały nitroglicerynowe są odporne na wilgoć, a tym samym mogą być stosowane w otworach mokrych, a nawet pod wodą. Do grupy nitroglicerynowych należą stosowane w górnictwie:

1) Dynamity (dynamit 1, dynamit 1 trudnozamarzalny dynamit 5 - słabszy od dynamitu 1. Dynamity trudnozamarzalne nie zamarzają w temperaturze - 29°C. Dynamity są materiałami skalnymi.

2) Barbaryty (barbaryt powietrzny A, barbaryt powietrzny AC - trudnozamarzalny. Barbaryty należą do materiałów powietrznych.

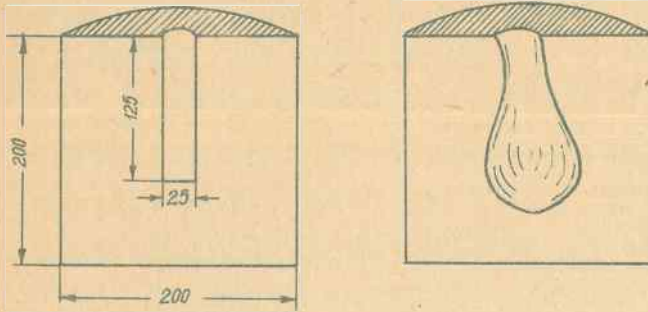
Materiały wybuchowe nitroglicerynowe, zbyt długo leżące w składach, mogą ulegać zepsuciu. Oznaką psucia się np. dynamitu jest kwaśny zapach w składzie, brunatne opary z nitrogliceryny. Dynamitów takich nie należy używać do robót strzelniczych, lecz należy je zniszczyć.

c) Płynne powietrze. Oprócz materiałów wybuchowych, które obecnie są w górnictwie polskim używane należy wspomnieć o tzw. płynnym powietrzu, stosowanym w kopalniach przed II wojną światową. Płynne powietrze, jako wynik skraplania powietrza zawiera w swym składzie ponad 93 do 98 % skroplonego tlenu oraz niewielki procent skroplonego azotu.

Sposób używania płynnego powietrza do robót strzelniczych polega na nasyceniu patronów z trocinami w płynnym powietrzu.

Nasycone patrony włożone do otworu strzelniczego, uszczelnionego przybitką detonują pod wpływem spłonki jak materiały stałe bryzantyczne. Z uwagi na niebezpieczeństwo oparzenia i wydzielające się trujące gazy, jak tlenek węgla, po odstrzale, płynne powietrze nie jest obecnie stosowane.

Siła krusząca materiału wybuchowego. Do badania siły kruszącej materiału wybuchowego używa się tzw. bloku Trauzla (rys.193).



Rys.193. Blok Trauzla

Jest to walec ołowiany o znormalizowanych wymiarach, z otworem w środku, w którym umieszcza się 10 g badanego materiału wybuchowego, przybija piaskiem i odpala elektrycznie.

Siłę kruszącą ocenia się na podstawie zwiększenia objętości otworu w cm^3 po strzale.

Opakowanie materiałów wybuchowych górniczych. Przepisy dopuszczają do używania w robotach górniczych tylko materiałów wybuchowych w opakowaniach, a więc w postaci gotowych patronów-naboi, z wyjątkiem prochu ziarnistego. Do opakowania używa się papieru – przy materiałach skalnych koloru czerwonego, przy węglowych – niebieskiego i przy powietrznych – kremowego. Celem ochrony przed zawilgoceniem, co ważne jest przy materiałach wrażliwych na wilgoć, papier opakowania jest powleczony warstewką parafiny.

Waga każdego naboju wynosi 100 gr rzadziej 50 gr. Naboje pakowane są w paczki po 1 lub 2, 5 kg, owinięte w papier tego samego koloru co naboje. Paczki umieszcza się w skrzynkach drewnianych o zawartości 25 kg.

Na każdej skrzynce podana jest nazwa materiału wybuchowego, wytwórni, rok fabrykacji oraz numer. Na każdej paczce oraz na każdym naboju podany jest numer również skrzynki czy paczki.

Środki do wywołania eksplozji materiału wybuchowego

1) Spłonki. Do wywołania eksplozji materiałów wybuchowych bryzantycznych stosowane są tzw. spłonki.

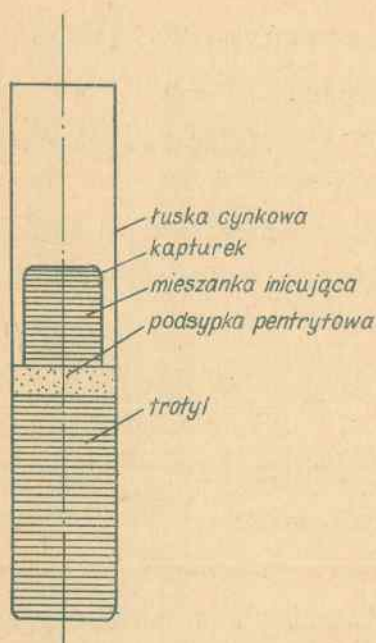
Spłonka jest to łuska metalowa z jednej strony otwarta, w której zamieszczony jest mały ładunek materiału wybuchowego inicjującego. Jako materiału inicjującego używa się pio-

runianu rtęci ($H_g(CNO)_2$) lub azotku ołowiu (Pb_6N_6), stąd różni się spłonki piorunianowe i azotkowe.

Inicjujące materiały wybuchowe są bardzo czułe na iskry, płomień, uderzenie i tarcie, pod wpływem tych czynników detonując. Są czułe ponadto na wilgoć szczególnie piorunian rtęci, w mniejszym zaś stopniu azotek ołowiu. Detonację samej spłonki wywołuje się w praktyce płomieniem lontu lub zapalnika elektrycznego.

Łuska metalowa spłonek może być miedziana, aluminiowa lub cynkowa. Spłonki piorunianowe mają łuskę miedzianą, azotkowe aluminiową lub cynkową. Aluminiowa łuska nie może

być używana tam, gdzie zabronne jest używanie materiałów wybuchowych skalnych, ponieważ aluminium spalając się daje duży płomień, niebezpieczny w atmosferze metanu i pary węglowego.



Rys.194. Przekrój spłonki
Zn8

Rys.194 przedstawia przekrój spłonki. Wewnątrz łuski, poniżej otwartego jej końca (10-15 mm), znajduje się kapturek metalowy (a) z otworem, chroniący od bezpośredniego zetknięcia się z lontem, pod nim umieszczony jest ładunek pierwotny materiału inicjującego. Ładunek pierwotny w wypadku spłonki azotkowej złożony

jest z mieszaniny azotku ołowiu z trójnitrorezorcjanem ołowiu. Pod ładunkiem pierwotnym jest ładunek wtórny, na który składa się tzw. podsypka pentrytowa (b), a następnie trotyl (c).

Spłonki według ich wielkości podzielone są umownie na 10 numerów. W górnictwie używane są spłonki nr 8 tzw. spłonki górnicze. Ładunek pierwotny spłonki jest nadzwyczaj wrażliwy na tarcie, uderzenie, stąd wynika konieczność ostrożnego obchodzenia się. Spłonki pakowane są w blaszanych lub tektu-

rowych pudełkach po 25, 50, 100 sztuk. Przestrzeń wolną spłonki wypełnia się trocinami celem ochrony przed wilgocią. Wzbronione jest wydmuchiwanie trocin ze spłonek, ze względu na możliwość zawilgocenia ich śliną.

2) Lonty

Do zapalania prochów i spłonek służą lonty. Lonty rozróżnia się wolnopalne, szybkopalne i detonujące. W górnictwie najczęściej stosowane są lonty wolnopalne (Bickforda). Lont składa się z rdzenia z prochu czarnego, otoczonego nićmi jutowymi na wewnątrz, zaś jutowymi lub bawełnianymi na zewnątrz. Taki lont nazywa się lontem pojedynczym. Lont podwójny ma o jedno oplecenie więcej.

Lont pokryty jest warstwą kleju zmieszanego z talkiem (lont biały) lub warstwą smoły (lont smołowy) albo oprócz warstwy smoły również klejem gutaperkowym (lonty gutaperkowe).

Biały lont używany jest do robót strzelniczych w skałach suchych, smołowany w skałach wilgotnych, a gutaperkowy w robotach mokrych lub pod wodą.

Prędkość palenia się lontu przyjmuje się przy obliczeniach 1 cm na sekundę.

Ze względu na zawartość prochu w lontach Bickforda wymagają one suchego pomieszczenia na składowanie, uwagi przy ich zwijaniu, by nie zostały pocięte lub połamane, wskutek czego może nastąpić przerwanie się rdzenia i w czasie odpalania lontu opóźnienie strzałów lub ich nieodejście.

Lonty szybkopalne mają duszę bawełnianą lub lnianą nasyczoną prochem. Szybkość palenia się 50-300 m/sek. Stosowane są bardzo rzadko i w wypadku eksplozji kilku ładunków.

Lonty detonujące mają rdzeń z materiału bryzantycznego, a prędkość palenia się ich wynosi kilka tysięcy m/sek. Powłoka lontu jest przeważnie metalowa, a zapalenie go odbywa się za pomocą spłonki. Zastosowanie lontu detonującego ma na celu wywołania równoczesnej eksplozji kilku ładunków.

3. Zapalniki elektryczne

Zapalanie lontem, aczkolwiek stosowane jeszcze w dużym zakresie, wypierane jest przez zapewniające większe bezpieczeństwo zapalanie elektryczne, ponieważ czynność tę wyko-

nać może górnik z dala od przodka, w którym założone są ładunki materiału wybuchowego.

Zapalanie elektryczne wymaga zapalników elektrycznych przewodów i źródła prądu jak również przyrządów kontrolnych i pomiarowych. Zapalnik elektryczny składa się z tulejki papierowej, w której umieszczona jest masa zapalna, tzw. główka i umocowana z końcami drutów (długości 1,5 - 2 m) za pomocą masy uszczelniającej np. siarki.

Działanie zapalnika przebiega w następujący sposób: Energia elektryczna, dostarczona od źródła prądu, przekształca się w zapalniku w energię cieplną, powodując zapalenie

masy zapalnej. Pod względem sposobu przekształcenia energii elektrycznej w cieplną wyróżnia się typy zapalników elektrycznych, z których stosowane w naszym górnictwie są następujące:

1) Zapalniki mostkowe (rys.195), w których ulega rozżarzeniu cienki drucik tzw. mostek, łączący elektrody, a od niego zapala się masa zapalna, mająca niską temperaturę zapłonu. Opór tych zapalników jest bardzo mały 3-3,5 omów. Potrzebne zaś napięcie do rozżarzenia mostka wynosi 0,5 - 2V przy natężeniu około 0,3 A. Za pomocą zapalników można odpalać duże



Rys.195. Zapalnik mostkowy

serie strzałów. Wadą mostkowych zapalników jest duża wrażliwość na prądy błądzące. Dla zmniejszenia tej wady wytwarzane są zapalniki mostkowe wysoko-oporowe, wymagające napię-

oia około 20 V przy tym samym natężeniu 0,3 A, kolor tulejek mostkowych zapalników jest żółty.

2) Zapalniki szparowe mają między końcami drutów zamiast mostka jak poprzednio przewodzącą prąd masę zapalczą. Opór ich jest duży (1500-150000 omów), a potrzebne napięcie 25.60 V przy bardzo małym natężeniu, wyrażającym się w tysięcznych częściach ampera. Zapalniki szparowe są odporniejsze na działanie prądów błądzących. Kolor tulejek zapalników szparowych jest czerwony.

Poza tymi dwoma typami stosowanymi w górnictwie są jeszcze zapalniki, tzw. bocznikowe, mające cienki drucik, który zostaje naprzód przetopiony pod działaniem przepływającego prądu, a następnie działanie jego przebiega jak zapalnika szparowego.

Iskrowe zapalniki polegające na wytwarzaniu iskry przebijającej nieprzewodzącą prądu masę zapalną dziś nie są stosowane.

Z uwagi na możliwość użycia zapalnika w atmosferze metanu i pyłu węglowego zapalniki dzieli się na: zwykłe, których nie można używać w atmosferze z metanem i pyłem węglowym i zapalniki powietrzne, dopuszczone do użycia w wymienionych poprzednio warunkach pracy.

Różnica między zapalnikami zwykłymi, a powietrznymi polega na tym, że powietrzne mają tulejki cynkowe (mostkowe szare, szparowe czerwone), następnie zamiast siarki do usztywnienia w tulejce drutów i główki użyty jest воск niepalny oraz przewody izolowane są niepalną masą (koloru żółtego przy mostkowych i koloru czerwonego przy szparowych).

Aby za pomocą zapalnika mogło nastąpić zapalenie spłonki wkłada się spłonkę otwartym jej końcem do zapalnika i całość umieszcza się w naboju materiału wybuchowego. Oprócz zapalników tego rodzaju, tzw. prostych wytwarzane są zapalniki tzw. ostre tj. w gotowym już połączeniu ze spłonką. Zaletami zapalników ostrych jest uproszczenie w pracy strzałowego, większa odporność na wilgoć oraz właściwe włożenie spłonki do zapalnika.

Zapalenie spłonki sposobem elektrycznym czyli - jak się mówi strzelanie elektryczne, umożliwia odpalenie równoczesne

większej ilości otworów strzałowych. W takim wypadku używa się zapalników momentalnie działających,

Jeśli zachodzi potrzeba, by pewne otwory odeszły wcześniej np. włomowe, wówczas stosuje się zapalniki czasowe.

Zapalniki czasowe mogą być tzw. czasowe-lontowe lub czasowe-bezlontowe, ostre.

Zapalniki czasowe lontowe mają konstrukcję podobną do zapalników zwykłych z tym, że zaopatrzone są w lont prochowy długości 10-40 cm. Na lont ten nakłada się spłonkę. Płomień zapalnika zapala najpierw lont, a lont powoduje następnie detonację spłonki. Prędkość palenia się lontu wynosi 1 cm/sek. Zapalników czasowo-lontowych nie można używać przy strzelaniu w obecności metanu i pyłu węglowego.

Zapalnik czasowy ostry bezlontowy składa się z łuski aluminiowej, główki zapalczej mostkowej, do której wyrobu używa się masy zapalczej nie wytwarzającej gazów, opóźniacza składającego się z rurki aluminiowej wypełnionej masą przenoszącą ogień główki zapalczej (czas palenia się tej masy zależy od jej długości) na materiał inicjujący, który stanowi część składową jak w każdej spłonce.

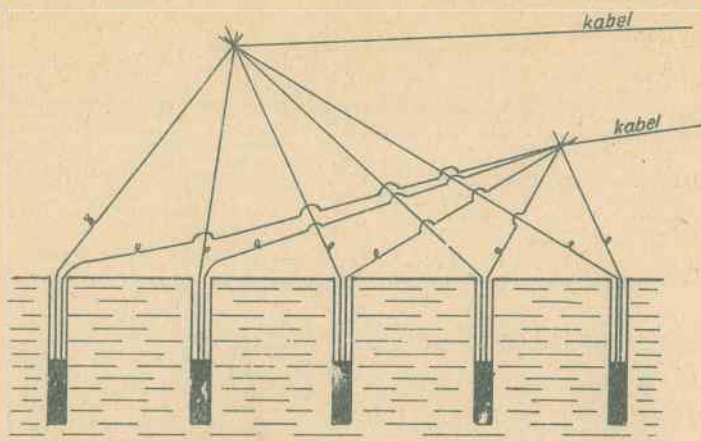
Komplet zapalników tego typu składa się z 6 zapalników ponumerowanych od 0-5. Zapalnik oznaczony numerem 0 działa momentalnie, detonacja spłonek przy następnych zapalnikach następuje w odstępach jednosekundowych. Stosownie do potrzeby można zapalniki dobierać i łączyć w jednej serii. Dla wykonania więc włomu można połączyć zapalniki 0, a do dalszego kręgu użyć zapalników nr 1 itd.

Łączenie zapalników w serie do jednoczesnego zapalania.

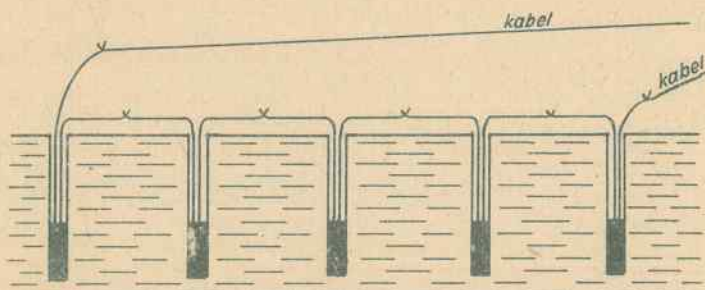
Celem równoczesnego zapalania kilku nabitych otworów strzałowych sposobem elektrycznym należy wykonać połączenie zapalników tych otworów w serię. Możliwe są trzy sposoby połączenia:

- 1) połączenie równoległe (rys.196a),
- 2) " szeregowo (rys.196b),
- 3) " grupowe (rys.196c).

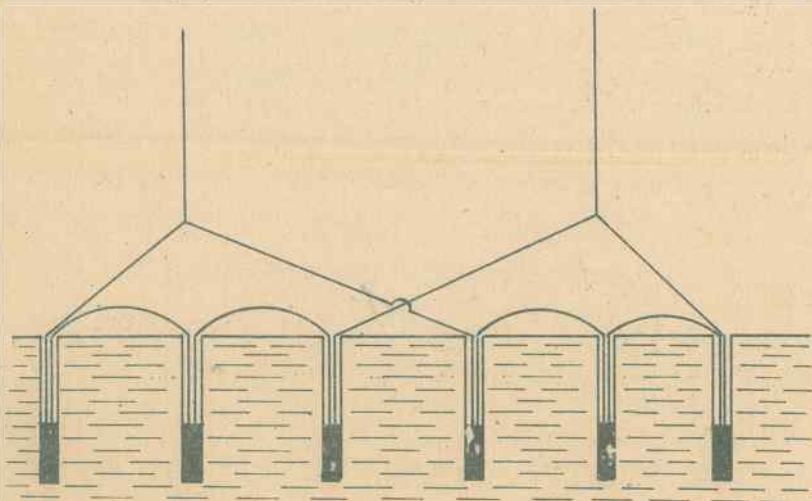
Połączenie równoległe polega na połączeniu każdego zapalnika z przewodami łączącymi ze źródłem prądu niezależnie od innych. Każdy zapalnik przy tym połączeniu działa niezależnie od innych i może tu zaistnieć fakt, że jedne zapalniki odejdą, inne zaś wskutek wadliwego połączenia zawiodą. Wadą więc równoległego połączenia jest niemożliwość skontrolowania przed strzelaniem ewentualnych przerw w obwodach.



Rys. 196a. Połączenia równoległe



Rys. 196b. Połączenia szeregowe



Rys. 196c. Połączenia grupowe

Połączenie szeregowe zapalników polega na połączeniu zapalników z sobą, a w końcu z przewodami do źródła prądu przy czym stosowany jest jeden zamknięty obwód, który można zbadać przyrządami kontrolnymi. Jeśli w obwodzie jest przerwa żaden z zapalników nie odejdzie, a jeśli przerwy nie ma odejdą wszystkie zapalniki. Normalnie należy stosować połączenie szeregowe.

Połączenie mieszane czyli grupowe polega na połączeniu złożonym z równoległego i szeregowego. Zapalniki w serii łączone są szeregowo, a serie równoległe (rys.196c).

Zapalarki elektryczne służą do wytwarzania prądu potrzebnego do zapalenia zapalników. Są to maszynki o działaniu dynamo-elektrycznym, prądu stałego. Zapalarki są specjalne dla zapalników mostkowych i zapalników szparowych. Wyglądem nie różnią się od siebie rozpoznanie więc następuje na podstawie wybitych na nich znaków. Zapalarki mają napęd ręczny lub sprężynowy. Przy napędzie ręcznym uruchomienie zapalarki następuje za pomocą silnego obrotu korbki o pewien kąt. Napęd sprężynowy polega na nakręceniu sprężyny i zwolnieniu jej wskutek czego wytworzony jest krótkotrwały prąd.

Zapalarki dopuszczone przez władze górnicze do użytku w kopalniach gazowych mają wybitą cechę B.M. (Bezpieczne wobec Metanu). Użycie prądu z sieci do odpalania wymaga specjalnego zezwolenia władzy górniczej.

Przewody strzelnicze. Między źródłem prądu (np. zapalarka), a miejscem strzałów muszą być przeprowadzone przewody. Przewody strzelnicze mogą być jedno lub dwużyłowe, żelazne lub miedziane, izolowane lub nieizolowane. Stosowanie jednożyłowych jest zalecane dla zapobieżenia krótkiemu spięciu. Połączenie źródła prądu z miejscem strzelania wykonuje się za pomocą dwóch przewodów umieszczonych w pewnej od siebie odległości. Przewody miedziane wykonuje się o przekroju pełnym (ϕ 1 mm), żelazne natomiast w postaci 4 drutów (ϕ 0,6 mm) pocynkowanych. W wypadku stosowania nieizolowanych przewodów muszą one być zawieszane na izolatorach.

Przyrządami kontrolnymi do zbadania czy obwód jest zamknięty są omomierze. Za pomocą omomierzy mierzyć można również opory przewodu całego lub opory pojedynczych zapalników.

Przyrządy kontrolne stosuje się przy ważniejszych robotach strzelniczych a więc przy odpalaniu dużej ilości otworów lub przy tzw. strzelaniu komorowym.

D. Nabywanie, transport i przechowywanie materiałów wybucho-
=====
wych.
=====

Kopalnie mogą nabywać, przechowywać i używać do robót strzelniczych tylko takich materiałów wybuchowych, środków zapalnych oraz takiego sprzętu (zapalarki, lonty, przewody), który został dopuszczony przez Wyższy Urząd Górniczy do używania w górnictwie.

Nabywanie materiałów wybuchowych i środków zapalnych możliwe jest tylko na podstawie zezwoleń, wydawanych przez terytorialnie właściwe urzędy górnicze.

Transport materiałów wybuchowych wymaga przestrzegania następujących zasad:

1) Nie wolno przewozić materiałów wybuchowych w wagonach kolejowych osobowych, autobusach, tramwajach, w których odbywa się przewóz osób.

2) Razem z materiałami wybuchowymi nie wolno przewozić spłonek.

3) W czasie transportu należy unikać wstrząsów, uderzeń oraz zetknięcia się z ogniem.

4) Unikać należy transportu materiałów o zmroku, unikać dróg o dużym ruchu i postojów w pobliżu zamieszkałych budynków, fabryk itp.

5) Proch ziarnisty oraz dynamit przewozić można w całowagonowych ładunkach kolejowych.

6) Przy transporcie samochodami może on mieć tylko jedną przyczepkę. Prędkość jazdy 30-40 km/godz. Oprócz dwóch osób towarzyszących transportowi i upoważnionych do tego osób innych zabierać nie wolno.

7) Osoby transportujące wyładowujące lub załadowujące materiał wybuchowy nie mogą mieć przy sobie zapalek, zapalniczek ani otwartego światła. Palenie tytoniu wzbronione w czasie tych prac.

8) Materiały wybuchowe przywiezione do zakładu górniczego winny być zaraz umieszczone w składzie materiałów wybuchowych.

Przechowywanie materiałów wybuchowych. Materiały wybuchowe mogą być przechowywane tylko w składach zatwierdzonych do tego celu przez Władze. Składy materiałów wybuchowych mogą być składami na powierzchni (naziemne) lub składami podziemnymi i wymagają zezwolenia i zatwierdzenia władz górniczych.

Składy naziemne powinny być budowane w oddaleniu od budynków, dróg, kolei, innych składów. Najmniejsza odległość składu materiałów wybuchowych zależy od ilości materiału wybuchowego na składzie i ustalana jest przepisami. Budynek składu powinien być wykonany z materiałów ogniotrwałych, o ścianach masywnych i dachu lekkim. Okna składu muszą być zaopatrzone w kraty zewnętrzne i okiennice wewnętrzne. Skład powinien być okolony wałem z wejściem chronionym przez osobny wał. W pobliżu składu powinien być wolno stojący odgromnik.

Skład podzielony jest na przedsionek i odpowiednią ilość komór mających połączenie tylko z przedsionkiem. Jedna komora może zawierać maksymalnie 500 kg materiału wybuchowego. Jeśli w składzie ma odbywać się również wydawanie materiału, musi być do tego celu przeznaczona osobna izba wydawcza.

Do składu ze światłem otwartym wstęp wzbroniony. Temperatura pomieszczeń dla materiałów nitroglicerynowych nie powinna być niższa od $+10^{\circ}\text{C}$ a wyższa od $+30^{\circ}\text{C}$.

Środka inicjujące (spłonki, zapalniki ostre) nie mogą być przechowywane razem z materiałami wybuchowymi.

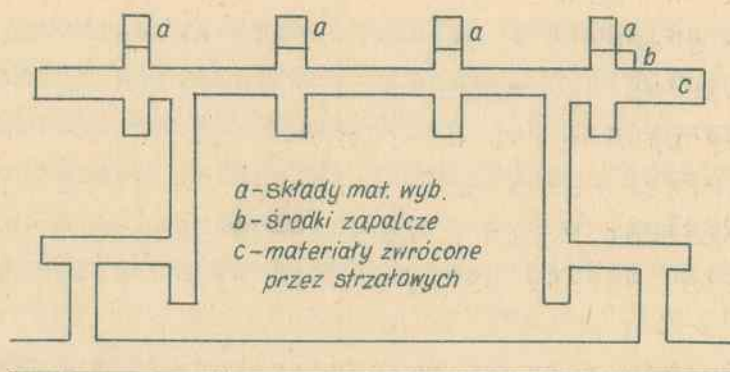
Skrzynie z materiałem wybuchowym składane powinny być na półkach, których wysokość nie może przekraczać 1,8 m ponad podłogę. W składzie nie wolno używać narzędzi żelaznych oprócz kleszczy i śrubokrętów.

Opróżnione skrzynie i papiery z opakowania materiałów wybuchowych powinny być usuwane ze składu.

Składy podziemne mogą być urządzone w odgałęzieniach chodnika w odległości co najmniej 100 m od szybów, 20 m od komór pomp, rozdzielni itp. i w takich miejscach, gdzie wykluczone

jest nagromadzenie się gazów wybuchowych. Skład podziemny powinien składać się z odpowiedniej ilości komór połączonych chodnikiem składowym, z komory wydawczej oraz z chodników dojściowych (rys.197). Grubość calizny między komorami 6 m, a ilość materiału wybuchowego w jednej komorze nie powinna przekraczać 500 kg. Chodniki dojściowe winny być przynajmniej dwukrotnie łamane pod kątem prostym.

Komora materiałów wybuchowych powinna być przewietrzana osobnym prądem powietrza, odprowadzanego wprost do szybu wydechowego.



Rys.197. Podziemny skład materiałów wybuchowych

Odnośnie do przechowywania spłonek, urządzenia wewnętrznego składu, oświetlenia, obowiązują przepisy jak przy składach naziemnych.

Każda kopalnia obowiązana jest do prowadzenia ewidencji i kontroli materiałów wybuchowych zgodnie z przepisami. Każdy przychód i wydanie materiału wybuchowego musi być zaraz wpisany do książki ewidencyjnej z zaznaczeniem daty, ilości materiału wybuchowego, rodzaju, numeracji oraz z podaniem nazwiska odbierającego lub zdającego (którym może być tylko upoważniony do tego). Osoby zajmujące się transportem, dozorem, wydawaniem i przyjmowaniem materiałów wybuchowych stosowaniem w robotach górniczych, nadzorem, kontrolą powinny posiadać zatwierdzenie przez Władze górnicze.

Przenoszenie materiałów wybuchowych do miejsca pracy dozwolone jest w nieotwartych puszkach lub skrzynkach strzelniczych. W puszkach tych muszą być osobne przedziały na materiały wybuchowe, spłonki, lonty i zapalniki. W jednej puszcze nie można przewozić różnych materiałów wybuchowych.

Puszki z materiałem wybuchowym umieszcza się w pobliżu miejsca pracy w skrzyniach, które muszą być wtedy zamykane, a klucz powinien mieć przy sobie strzałowy.

Niszczenie materiałów wybuchowych zepsutych. Wskutek dłuższego przechowywania w miejscach wilgotnych materiały wybuchowe, zwłaszcza czułe na wilgoć jak amonowo-saletrzane, mogą ulegać stwardnieniu, tak że nie można ich rozmiękczyć w dłoniach. Z uwagi na to, że materiałów takich nie można używać do robót strzelniczych należy je zniszczyć w porozumieniu z miejscowym Urzędem Bezpieczeństwa Publicznego. O dokonanym zniszczeniu spisuje się protokół, którego opis przesyła się władzom górniczym. W książkach magazynowych odpisuje się ilość zniszczonego materiału wybuchowego z odpowiednią uwagą.

Sposoby niszczenia materiałów wybuchowych mogą być przez:

1) rozpuszczanie w wodzie - proch i materiały amonowo-saletrzane nie zawierające nitrogliceryny; wysypuje się z opakowania i wrzuca do wody.

2) Spalanie - materiały amonowo-saletrzane zawierające nitroglicerynę (karbonity, metanity) oraz materiały nitroglicerynowe (dynamity, barbaryty). Niszczenie przez spalanie powinno odbywać się w odległości co najmniej 100 m od zabudowań, dróg i a) albo w ognisku, gdy można poszczególne naboje łamać i kawałkami wrzucać w ogień. (Na ognisko używa się drewna), b) albo strefami gdy materiału nie można dzielić na naboje lub też jest to materiał nitroglicerynowy zmarznięty, wskutek czego nie wolno go rozpakować ani łamać. Układa się w miejscu obranym podpałkę z drewna o szerokości 1 m i odpowiedniej długości. Kierunek podpałki musi być poprzeczny do wiatru. Na tej podpałce układa się zepsuty materiał w ilości około 1 kg na 1 m² podpałki. Za pomocą lontów podpala się w paru równocześnie miejscach podpałkę, po czym obsługa powinna oddalić się na odległość kilkudziesięciu metrów.

3. Niszczenie przez detonację

Spłonki i ostre zapalniki niszczy się przez detonację. W tym celu wykopuje się dół około 1 m głęboki i na dnie jego umieszcza się zepsute spłonki czy zapalniki ostre. Dobrą spłonką wywołuje się detonację.

E. Wykonanie robót strzelniczych

=====

Robota strzelnicza składa się z kilku elementarnych czynności jak np.

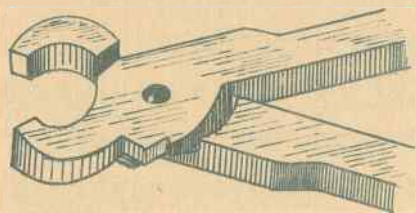
- 1) wywiercenie otworu strzelniczego,
- 2) oczyszczenie gracką otworu wywierconego z miazgu,
- 3) przygotowanie naboju udarowego,
- 4) nabijanie otworów strzałowych,
- 5) odpalanie otworów i ewentualne unieszkodliwienie niewypałów.

Otwór wiertniczy powinien być starannie oczyszczony z mączki wiertniczej za pomocą gracki. Zaniedbanie oczyszczenia otworu może spowodować zaklinowanie się nabojów w czasie ładowania poza tym, jeśli otwór wiercony był w węglu, miał węglowy i pył w otworze nie są pożądane i są wręcz niebezpieczne. Do otworu wiertniczego zakłada strzałowy parę nabojów. Jeden z tych nabojów, zwykle ostatni lub przedostatni przed przybitką, jest zaopatrzony w środek zapalczy. Czynność zaopatrzenia naboju materiału wybuchowego w środek zapalczy nazywa się uzbrajaniem naboju lub przygotowaniem naboju udarowego.

Czynność przygotowania naboju udarowego odbywa się przy skrzyni strzelniczej i bezpośrednio przed załadowaniem naboju do otworu strzałowego.

Przy odpalaniu za pomocą lontu, lonty jednakowej długości dla wszystkich równocześnie odpalanych otworów ucina strzałowy. Długość lontu 1,5 m lub 2,0 m (przy liczbie otworów większej od 3). Lont powinien wystawać z otworów na długość co najmniej 20 cm, powinien być ucięty prostopadle do osi na deseczce lub nabijaku.

Po wyjściu następnie spłonki z pudełka oczyszcza się ją z trocin przez stukanie o paznokcie lub drewno, a potem wprowadza



Rys.198.Kleszcze do zaciskania spłonek

się lont do spłonki, przytrzymując lewą ręką lont ze spłonką, prawą zaś zaciskając otwarty koniec spłonki za pomocą specjalnych kleszczy (rys.198). Zaciśnięcie nie powinno pozwolić na wysunięcie się lontu ze spłonki. Dalszą czynność tj. zaopatrzenie naboju w spłonkę, złączoną

z lontem, odbywa się w samym przodku bezpośrednio przed ładowaniem do otworu. Nabój materiału wybuchowego wyjmuje strzałowy z paczki, wałkuje go w dłoniach dla rozmiękczenia, następnie odwija papier opakowania na jednym końcu i robi wgłębienie w masie materiału wybuchowego za pomocą drewnianego kołeczka i w to wgłębienie wkłada spłonkę tak, by w $3/4$ częściach pogrążona była w materiale wybuchowym i leżała w osi naboju. Po włożeniu spłonki owija się lont papierem poprzednio odwiniętym i obwiązuje sznurkiem.

Przy strzelaniu elektrycznym nabój udarowy uzbraja się w spłonkę z zapalnikiem elektrycznym wsuwając spłonkę do niego otwartym końcem, po czym umieszcza się całość w naboju w sposób taki jak przy lonce.

Nabój udarowy wkłada się do otworu strzelniczego jako ostatni, po czym wykonana zostaje przybitka na długości co najmniej 30 cm. Materiał na przybitkę stanowić mogą glina lub ił, dające się ugniatać w rękach.

Materiał przybitkowy wkłada się do otworu w postaci kłusek, które ubija się w otworze nabijakiem.

W kopalniach gazowych strzałowy jeszcze przed nabijaniem otworu powinien zbadać przodek na zawartość metanu. W razie stwierdzenia gazów w ilości przekraczającej 1 % strzelanie jest wzbronione. Ze względu na pył węglowy i zabezpieczenie przed jego wybuchem podczas strzelania obowiązują przepisy, o opylaniu lub zraszaniu przodka przed każdorazowym strzeleciem. Czynności te powinny być wykonane zgodnie z przepisami.

Odpalanie otworów strzałowych. Dla łatwiejszego zapalania lontów obcina się końce ich na ukos, a następnie rozcina się nieco wzdłuż rdzenia prochowego. Jedna osoba może odpalić najwyżej 6 otworów.

Przy strzelaniu elektrycznym należy przewody zapalników na ich końcach nieizolowanych zeszkrobać nożem i spleść z drutami dalszymi zapalarki. Przed włączeniem zapalarki i uruchomieniem jej powinny być wszystkie dojścia do miejsca strzału zabezpieczone, bądź przez ludzi, bądź przez umieszczenie tablic z napisami "Odpala się". Przed uruchomieniem zapalarki powinien strzałowy zapowiedzieć głośno "Odpala się".

Przy odpalaniu strzałów na powierzchni w kamieniołomach drogi prowadzące do miejsca strzelania powinny być obsadzone ludźmi a głośny sygnał (trąbka) powinien zapowiadać odpalanie strzałów.

Unieszkodliwienie strzałów zawiedzionych - niewypałów.

Jeżeli zajdzie wypadek strzału zawiedzionego, co może się stać wskutek wady lontu (przerwa w rdzeniu), zamknięcia lontu, zwilgotnienia spłonki, złego połączenia przewodów, słabej zapalarki, nieodpowiedniego materiału wybuchowego, zapalnika wadliwego itp., wówczas po odczekaniu przepisanego czasu (15 minut) należy niewypał bezwzględnie unieszkodliwić. W tym celu w odległości 30-40 cm wierci się równolegle drugi otwór, nabija i odpala. Kierunek i długość otworu powinny być takie, by przez jego odpalenie skała wraz z ładunkiem otworu zawiedzionego została rozerwana. Po odstrzeleniu należy urobek odstrzelony przeszukać, a znalezione naboje lub ich części z osobna zniszczyć.

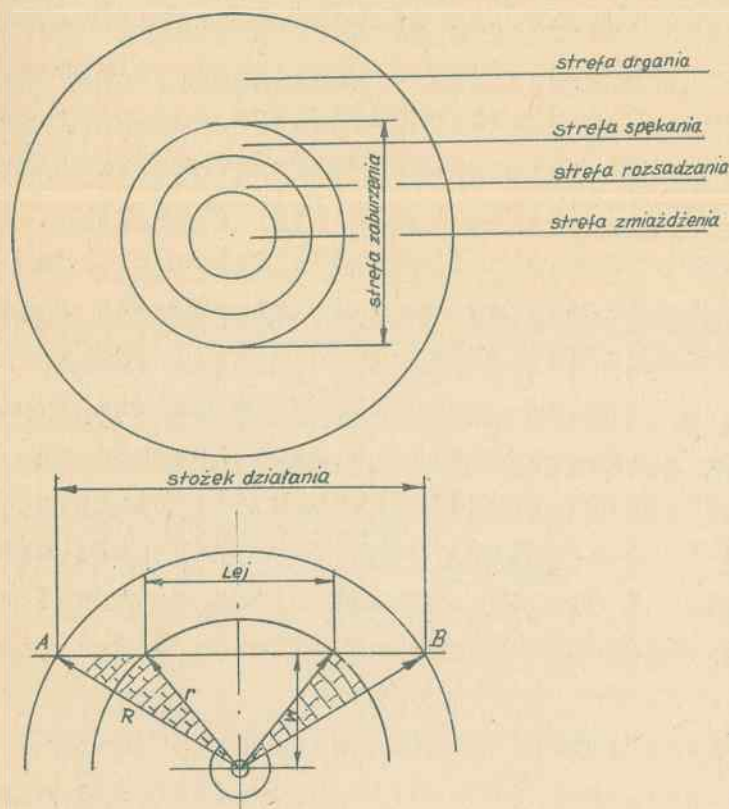
Rodzaje ładunków. W otworze strzałowym naboje układa się jeden za drugim. Ostatni jest nabojem zapalczym. Taki ładunek nazywa się ładunkiem wydłużonym. Drugim rodzajem ładunku jest ładunek skupiony, gdy naboje znajdują się obok siebie przy czym nabój zapalczy umieszcza się w środku. Działanie ładunku skupionego jest znacznie silniejsze od wydłużonego.

Ładunki nałożone lub podłożone stosowane są przy rozsadzaniu pojedynczych kamieni, murów, konstrukcji żelaznych itp. Rozchód materiału wybuchowego przy stosowaniu ładunków nałożonych lub podłożonych na 1 m³ urobionej skały wypada w przybliżeniu o 50 % większy niż przy ładunkach umieszczanych wewnątrz otworu.

Działanie eksplozji materiałów wybuchowych, W czasie eksplozji następuje rozkład materiałów wybuchowych na produkty gazowe, które przez gwałtowne uderzenie na otaczające je ściany skalne, powodują ich kruszenie i rozerwanie. Jest to zasadnicza różnica, jaka zachodzi między działaniem, występującym w postaci ciśnienia gazów sprężonych, a działaniem gazów postrzałowych, które charakteryzują się uderzeniem o wielkiej sile, zależnej od bryzantyczności materiału wybuchowego. Gdy ładunek materiału wybuchowego umieszczony jest w skale na pewnej głębokości i eksploduje, wówczas gazowe produkty jego rozkładu w bliskim otoczeniu ładunku działają uderzająco, miażdżą skałę, w większym zaś oddaleniu od ładunku rozsadzają ją, a jeszcze większym powodują spękanie skały i w końcu wywołują tylko jej drgania. Na podstawie skutków działania eksplozji materiałów wybuchowych można rozróżnić cztery następujące strefy:

- 1) zmiażdżenia,
- 2) rozsądzenia,
- 3) spękania,
- 4) drgania.

Praktycznie biorąc przy urabianiu skał znaczenie mają strefy (rozsądzenia i spękania), w których objęty nimi materiał skalny uległ oderwaniu od calizny lub co najmniej oddzieleniu rysami, występującymi w strefie spękania. Spękaną skałę łatwiej jest już urobić innymi sposobami (np. narzędziami). Strefy rozsądzania i spękania stanowią tzw. strefę zaburzenia o promieniu R . Jeżeli głębokość ładunku (W) jest mniejszą od promienia R (rys.199) wówczas w wyniku eksplozji powstanie lej o kształcie stożka kołowego (przy ładunku skupionym lub paraboloidy przy ładunku wydłużonym). Promień leja (r) zależy od rodzaju skały, wielkości ładunku oraz odległości jego od wolnej płaszczyzny (W). Odległość ładunku od wolnej płaszczyzny skały nazywamy zabiorom lub linią najmniejszego oporu. Stosunek promienia leja r do zabioru w ($n = \frac{r}{w}$) nazywa się rozwartością leja. Poza lejem występuje strefa spękania otaczająca lej i tworząca tzw. stożek działania. Materiał znajdujący się w obrębie stożka nie jest wyrzucany lecz spękany, przez co może być jednak łatwiej urobiony na skutek powstałych szczelin.



Rys.199. Strefy działania ładunku materiału wybuchowego

Działanie materiału wybuchowego zależne jest od wielkości ładunku i głębokości jego umieszczenia i może wystąpić jako:

1) kamuflet, przy którym nie tworzy się lej, działanie materiału wybuchowego nie jest widoczne na powierzchni, odbywa się tylko w głębi skały w postaci jej rozluźnienia,

2) oddzielenie większych brył skały z calizny, np. przy wydobywaniu kamieni budowlanych,

3) rozluźnienie mas skalnych przez

wytworzenie w nich pęknięć w celu ułatwienia urabiania ręcznego,

- 4) rozsadzanie skały na większe lub mniejsze kawałki,
- 5) zburzenie przedmiotu, czyli jego zniszczenie.

Wpływ na działanie i skutki eksplozji materiału wybuchowego wywierają między innymi takie czynniki, jak np. liczba obnażonych powierzchni, własności samego materiału wybuchowego itp.

Im liczba obnażonych powierzchni jest większa, tym ładunek może być słabszy i odwrotnie. W chodniku podziemnym np. którego przodek prowadzony jest bez tzw. wrębu, czyli przy jednej płaszczyźnie obnażonej ilość materiału wybuchowego zużyta na wyrobienie 1 mb. chodnika będzie większa niż przy stosowaniu w nim wrębu. Przy wykonywaniu chodników bez wrębu, dla

uzyskania dodatkowych wolnych płaszczyzn, a przez to zmniejszenie zużycia materiałów wybuchowych wykonuje się tzw. włomy za pomocą otworów włomowych. W przodku urabianym zakłada się 1-4 otworów (w skale jednorodnej) przeważnie w środku, które bywają odstrzelone pierwsze. Wobec wcześniejszego działania tych otworów tworzą się dodatkowe płaszczyzny odsłonięte dla dalszych otworów. Włomy, zależnie od sposobu ich wykonywania, rozróżniamy:

1) włom stożkowy, dla którego otrzymania wierci się jeden lub kilka otworów o kierunku zbieżnym w ich najgłębszych punktach. Otwory te zostają odstrzelone i powstaje na wskutek wyrzucenia części skały w promieniu działania tych otworów pusta przestrzeń w postaci stożka, którego pobocznica stanowi odsłoniętą dodatkową płaszczyznę na dalsze otwory (rys.200a,b).

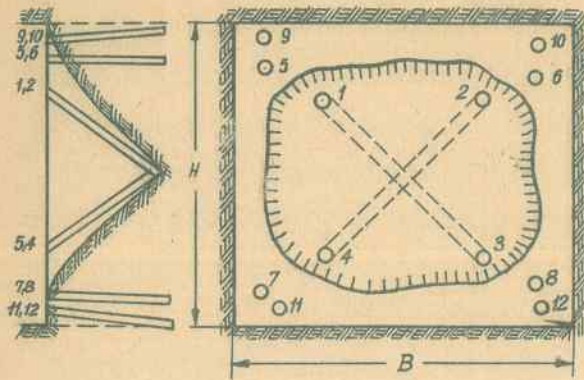
2) włom klinowy powstaje przy odstrzeleniu dwóch lub kilku par otworów, jak wskazuje rysunek 201. Włom klinowy może być pionowy lub poziomy.

3) włom warstwowy. Jeśli w ścianie przodka występuje skała uwarstwiona, a jedna z warstw jest łatwiejsza do odstrzelenia wzdłuż płaszczyzn uwarstwienia, wówczas włom wykonuje się w tej warstwie. Celem wykonania głębszego włomu zakłada się najpierw otwory krótsze, następnie dalsze pogłębiające. Włom warstwowy (rys.202) zbliżony jest swym kształtem do wrębu, różnica między nimi polega na różnej i większej grubości szczeliny włomu od grubości szczeliny wrębowej oraz na różnym sposobie wykonania.

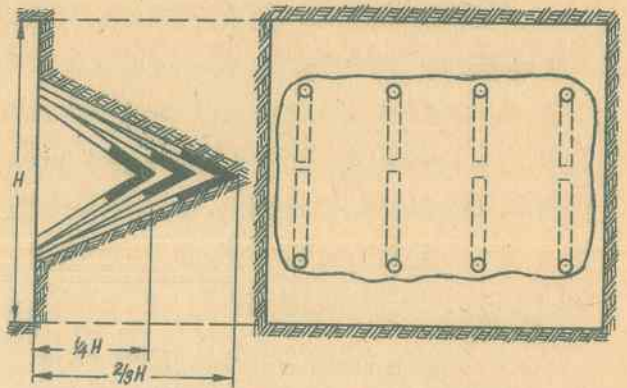
4) Włom trójkątny (rys.203) stosowany jest w skałach jednolitych w wypadku, gdy nie można wykonywać wrębu stożkowego. Polega on na rozmieszczeniu otworów w taki sposób, by po odstrzeleniu wytworzyły wyrwę w przekroju poprzecznym trójkątną.

5) Włom obluzowy, wykonywany jest w wypadku istnienia w przodku uwarstwienia, łupliwości. Pierwsze otwory zakłada się pod kątem około 45° do powierzchni przodka. Dalszymi otworami powiększa się głębokość włomu (rys.204).

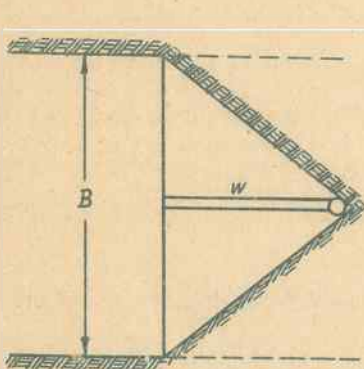
Prowadzenie chodnika z wrębem. Wrębem w górnictwie nazywana jest wąska szpara (rys.205) wykonana w ścianie przodka na głębokość 0,5 - 2,5 m, mająca na celu utworzenie dodatko-



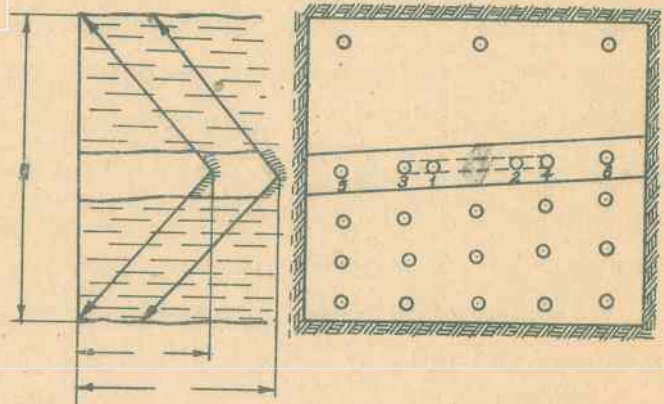
Rys. 200a. Włom stożkowy



Rys. 201. Włom klinowy



Rys. 200b. Włom stożkowy

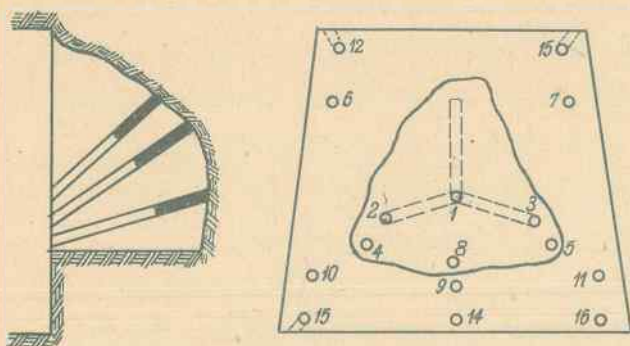


Rys. 202. Włom warstwowy

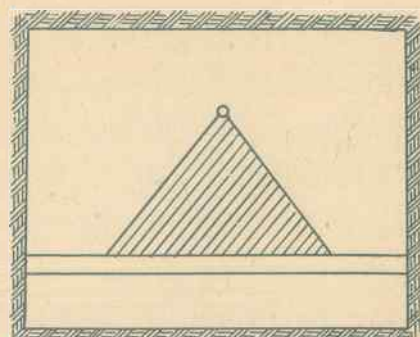
wej powierzchni, potrzebnej do skuteczniejszego działania materiałów wybuchowych i otrzymania grubych sortymentów urobku. Wręb wykonywany jest przeważnie za pomocą maszyn zwanych wrębiarkami. Wręby mogą być poziome lub pionowe.

Ze względu na położenie szczeliny wrębowej może być wręb przyspawowy, środkowy lub podstropowy. Wręb wykonywany bywa w przeroście lub w samym węglu. Wręby chodnikowe są przeważnie poziome, rzadziej pionowe. W wypadku wrębu poziomego szczelina wrębowa dzieli ścianę przodka na dwie części, górną i dolną, z których każdą z osobna urabia się zakładając otwory strzałowe.

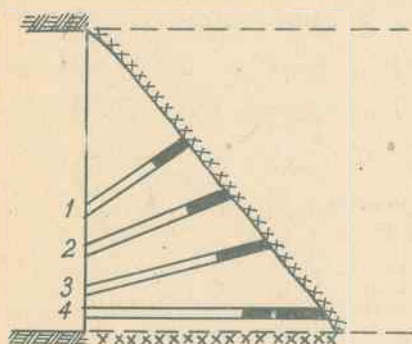
Jeżeli przodek stanowi jednolita skała, wówczas po założeniu otworu w odległości "w" od płaszczyzny wrębu to po odstrzeleniu otrzyma się kształt wyrwanej skały jak na rysunku 206. W wypadku skały uwarstwionej wyrwa rozszerzona będzie wzdłuż płaszczyzn uwarstwienia na większą powierzchnię przodka



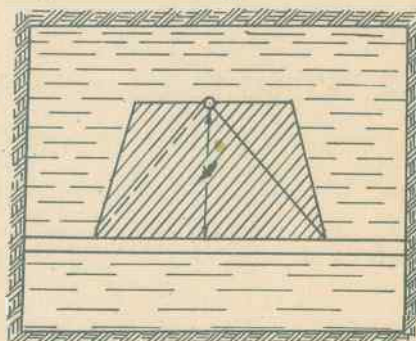
Rys. 203. Włom trójkątny



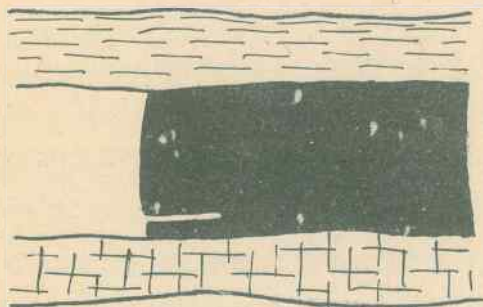
Rys. 206. Działanie ładunku materiału wyb. w skale jednolitej



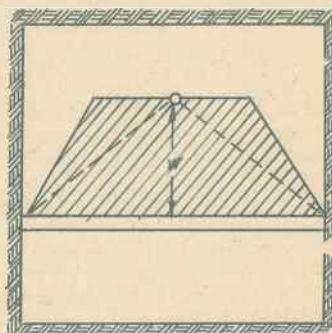
Rys. 204. Włom obluzowy



Rys. 207. Działanie ładunku materiału wyb. w skale uwarstwionej



Rys. 205. Wręb



Rys. 208. Stożek działania ładunku na całej szerokości przodka

(rys. 207). Dla wykorzystania wrębu dogodnie jest założenie otworu w takiej odległości (w) od wrębu, by stożek działania objął całą szerokość wrębu (rys. 208).

Grubość warstwy jaką może objąć działanie materiału wyb. w otworze przyjmuje się 0,6 m. Otwory zakłada się dwa w dolnej części i odstrzeliwuje się. W górnej jeden otwór środkowy, jeśli chodnik ma mieć kształt sklepienia, lub 3 ot-

wory, których jeden w środku, a dwa skrajne wiercone z pewnym wzniesieniem. Otwory skrajne wymagają większego ładunku, tak samo otwory dolne, które muszą nie tylko rozkruszyć skałę ale i dźwignąć ją. Dla takich otworów zwiększa się ładunki materiału wybuchowego o 20 - 60 % normalnego ładunku.

Wielkość ładunku w otworze strzałowym. Wielkość ładunku w otworze jest w pewnym stopniu zależna od przepisów, które wymagają, by długość przybitki nie była mniejsza od 30 cm, następnie najwyższy dopuszczalny ładunek określony jest dla wszystkich materiałów wybuchowych poza skalnymi i waha się w granicach 500-1000 gr. Ilość materiału wybuchowego w poszczególnych wypadkach oceniana jest na podstawie doświadczenia górnika strzałowego. Wielkości ładunków mogą być obliczone w przybliżeniu na podstawie wzoru:

$$L = k \cdot h \cdot w^2$$

gdzie L - oznacza wagę ładunku w kg

k - współczynnik zależny od rodzaju skały, liczby obnażonych płaszczyzn, rodzaju materiału wybuchowego wykonania przybitki itp.

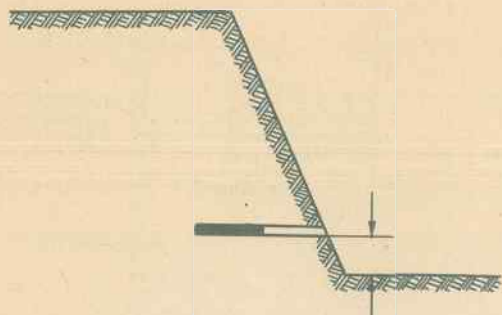
Dla węgla k = 0,2

h - głębokość wrębu w metrach (w odkrywkach wysokość strzelanej skały)

w - wielkość zabioru w metrach odległość od wolnej płaszczyzny (0,6 m dla węgla).

Strzelanie w kamieniołomach. Przy urabianiu skał w przedkach odkrywkowych stosować można strzelanie za pomocą otworów poziomych lub pionowych. Otwory poziome zakłada się zwykle na pewnej wysokości spągu. Są to otwory spągowe. Otwory spągowe wymagają większego ładunku w ilości 30 - 40 % od ładunku normalnego. W otworach wierconych na samym spągu warstwy należy zwiększyć ładunek o 60 %.

Czy zastosować otwory pionowe, czy poziome zależy od szczelinowości. Przy szczelinowości pionowej (rys.209) korzystniej jest zakładać otwory poziome i odwrotnie. Wielkość zabioru przy poziomych otworach 2-4 m.



Rys.209. Strzelanie poziomymi otworami

Przy dużej wysokości przodka (15 i więcej metrów) stosuje się otwory poziome i pionowe, które mogą być odstrzelone równocześnie albo w kolejności, naprzód pionowe, a następnie poziome. Zwykle dla podrobienia skały wykonuje się w dolnej części włom przez odstrzelenie kilku krótkich otworów.

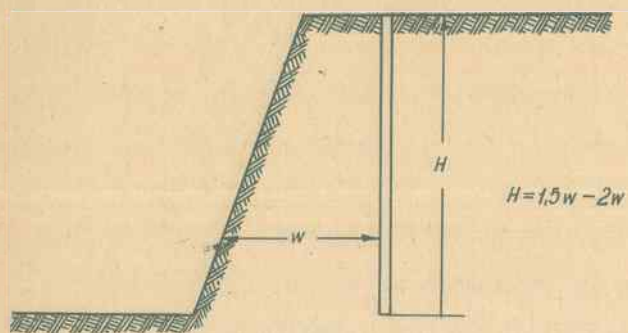
Po wytworzeniu w ten sposób dodatkowej obnażonej (od dołu) płaszczyzny odstrzeliwuje się zwisającą skałę za pomocą otworów pionowych, założonych na górnej jej powierzchni. Przy tym sposobie otrzymuje się duże bryły urobku.

Przy poziomym uławiceniu skał stosowane jest strzelanie za pomocą otworów pionowych lub mających strome nachylenie. Głębokość otworu H wynosi $H = 1,5 - 2,0 w$ (w - zabior) (rys. 210). Przy większych głębokościach otworów ładunek powinien być rozmieszczony na różnych głębokościach otworu. Materiałem oddzielającym poszczególne części ładunku jest przybitka. Głębokość otworów pionowo wierconych waha się od 1 - 6 m. Głębsze otwory wiercić można do 7,5 a nawet 9 m za pomocą wiertarek na trójnogach. Większe głębokości otworów uzyskać można posługując się przy wierceniu sposobem liniowym.

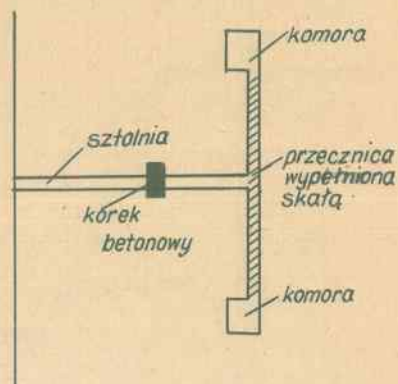
Głębokość otworów zależy od przyjętej grubości poszczególnych warstw.

Im twardsza jest skała i im mniej doskonała jest metoda wiercenia, tym płytsze powinny być otwory strzelnicze, mniejszą głębokość otworów strzałowych należy stosować również w skałach plastycznych, np. głębokość otworu w bardzo tłustej glinie nie powinna przekraczać 1,5 m.

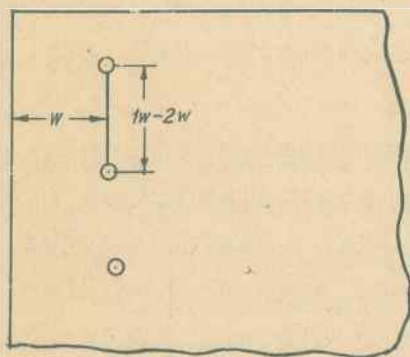
Odległość między otworami daje się przy zapalaniu lontem 1-2 W (rys.211) przy odpalaniu serii ładunków umieszczonych w otworach wywierconych w linii równoległej od przodka odległość wynosi 1 W.



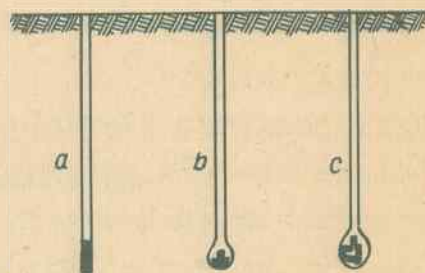
Rys.210. Głębokość pionowych otworów strzałowych



Rys.213. Strzelanie komorowe



Rys.211. Odległość pionowych otworów strzałowych



Rys.212. Rozszerzenie dna otworu

Rozszerzenie otworu strzelniczego (rys.212). Jeśli zachodzi potrzeba umieszczenia w otworze strzelniczym dużego ładunku skupionego, wówczas dno takiego otworu rozszerza się przez odstrzelanie małych ładunków. Otwór można rozszerzyć za pomocą ładunków materiału brylantycznego, który umieszcza się na dnie otworu z lontem i spłonką lub zapalnikiem elektrycznym, po czym odpala się. Pod wpływem działania eksplozji ładunku skała na dnie ulega zmiażdżeniu w najbliższym sąsiedztwie. Po oczyszczeniu otworu powstaje rozszerzenie na dnie otworu, w którym można zmieścić większą ilość materiału wybuchowego. Przy wielokrotnym strzelaniu, dla otrzymania większego poszerzenia zwiększa się stopniowo ładunki, rozpoczynając od nabojów 100 gramowych.

Przy poszerzeniu dna otworu strzelniczego za pomocą materiałów wybuchowych należy zachować ostrożność, gdyż w otworze mogą się znajdować części pozostałe z materiału wybuchowego poprzednio założonego. Przepisy wymagają, by przed ponownym zakładaniem otwór był przedmuchany sprężonym powietrzem, okruchy skalne usunięte. Czynności te można wykonywać dopiero po upływie 1 godziny za wyjątkiem przedmuchiwania, które można rozpocząć po 15 minutach od chwili ostatniego odejścia strzału.

Strzelanie komorowe polega na przeprowadzeniu w górotworze, przeznaczonym do urobienia, chodników i komór dla pomieszczenia w nich wielkiego ładunku (parę lub kilkanaście tysięcy kg). Wymiary wykonywanych chodników 1 x 1,5 m. Zasada strzelania komorowego polega na zburzeniu przodka w dolnej części w ten sposób, by ruch górnej jego części nastąpił z pewnym opóźnieniem. Wysokość ściany powinna być większa od 18 m. Materiał wybuchowy zostaje umieszczony w komorach a chodniki wiodące do tych komór wypełnione są (podsadzone) skałą uzyskaną z pędzenia chodnika. Poza tym daje się w chodnikach korki betonowe (rys.213).

XV. UDOSTĘPNIENIE CZĘŚCI ZŁOŻA ZDYSLOKOWANYCH USKOKAMI

1. Rodzaje udostępnienia

Opisane w poprzednich rozdziałach sposoby udostępniania złoża lub jego części obejmowały głównie elementy łączące złoże bezpośrednio z powierzchnią ziemi. Wyróbiska górnicze, jak szyby, podszybia i przecznice główne stanowią podstawowy szkielet przy założeniu kopalni względnie ściślejszemu założeniu poziomu kopalni. Udostępnienie złoża głównymi wyróbkami, szeregowo z sobą połączonymi, od powierzchni aż do osiągnięcia samego złoża można nazwać udostępnieniem głównym, którego cechą jest bezpośrednia łączność złoża lub jego części z powierzchnią. W szeregowym usytuowaniu połączone są wyróbiska, mające głównie na celu udostępnienie złoża, oraz prowadzone przeważnie w skałach płonnych. Jeśli złoże zalega w całym obszarze kopalni (polu kopalnianym) regularnie, wów-

czas główne udostępnienie może być wystarczające do osiągnięcia wszystkich zasobów poziomu w granicach obszaru kopalnianego. W wypadku jednak nieregularnego zalegania, np. na skutek poprzecinania złoża uskokami i występującym przy tym przemieszczeniu części tego samego pokładu na różne głębokości czyli tzw. dyslokacji uskokowej, oprócz udostępnienia głównego zachodzi konieczność zakładania dodatkowych wyrobisk udostępniających, czyli udostępnienia dodatkowego, którego cechą jest nawiązanie łączności z wyrobiskami głównego udostępnienia pośrednio przez wyrobiska przygotowawcze części przeduskokowej. Zdyslokowane uskokami części złoża można otwierać albo każdą z osobna za pomocą głównego udostępnienia od tyłu albo też z części sąsiadującej tego samego pokładu i już przygotowanej za pomocą dodatkowych, wyrobisk jak, przecznice, szybiki, pochylnie kamienne. Otwieranie dostępu do części zauskokowej z partii już udostępnionej i przygotowanej nosi nazwę przekraczania uskoku. Fakt istnienia uskoków w złożu nie zawsze może być znany na podstawie robót poszukiwawczych, może on wystąpić dopiero w chwili prowadzenia robót przygotowawczych. Przy wykonywaniu np. chodnika podstawowego w pokładzie węgla kamiennego w kierunku do granic pola kopalnianego natrafiony zostaje uskok. Węgiel w przodku zanika, a w miejsce jego występuje skała płonna. W tym wypadku powstaje zagadnienie najpierw odszukania dalszej części zauskokowej pokładu, a następnie rozwiązanie jej udostępnienia.

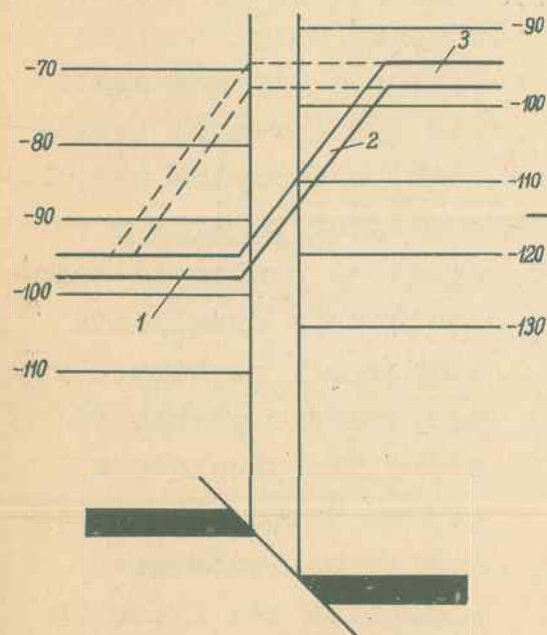
2. Odszukanie części pokładu za uskokiem

Po dojechaniu chodnikiem do uskoku należy przede wszystkim zrobić zdjęcie chodnika i nanieść go na mapę pokładową, a następnie sprawdzić, czy w najbliższych otworach wiertniczych lub robotach górniczych nie ma jakich wskazówek odnośnie do uskoku jego wysokości i kierunku dyslokacji. Jeżeli otwory wiertnicze są zbyt odległe i nie można na ich podstawie rozpoznać, czy pokład poza uskokiem został zrzucony, czy wyniesiony, wówczas należy rozpocząć poszukiwania w następujący sposób: Dla zbadania, jakie są skały poza szczeliną uskokową pędzi się przecznice badawczą o wąskim przekroju (1,5 x 2m) poza uskok długości 10-20 m, gdy przecznica znajduje się już

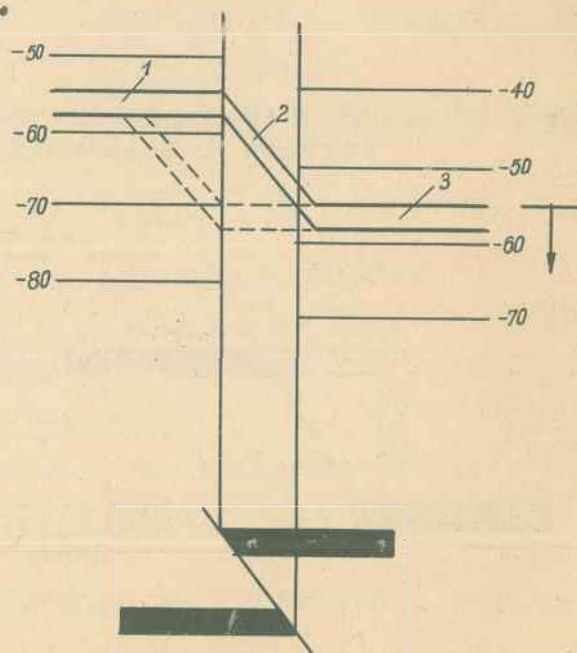
w części zauskokowej rozpoznajemy rodzaj występujących w niej skał i warstw i na podstawie posiadanych profilów otworów badawczych można zorientować się co do zalegania złoża za uskokiem. Po rozpoznaniu kierunku przesunięcia części pokładu za uskokiem należy w dalszym kierunku wykonać pionowy otwór wiertniczy; jeśli przemieszczenie jest niewielkie (do 6 m) wykonuje się to za pomocą wiertarek służących do wiercenia otworów strzelniczych, jeśli zaś jest pionowa wysokość zrzu-tu większa - za pomocą urządzenia wiertniczego (Craelius). Po stwierdzeniu przez wiercenie położenia części złoża zausko-kowej w stosunku do pędzonego chodnika przedstawionego, można zaprojektować udostępnienie tej części np. za pomocą przecz-nicy.

3. Przekraczanie uskoku

Jeśli część za uskokiem została zrzucona niżej, a pokład ma nachylenie, wówczas przecznica przez uskok będzie na lewo od osi chodnika (patrząc na przodek jego), jeśli zaś część zauskokowa jest wyniesiona do góry przecznica będzie z prawej strony osi chodnika (rys. 214a, b).



Rys. 214a. Przekroczzenie usko-
ku właściwego



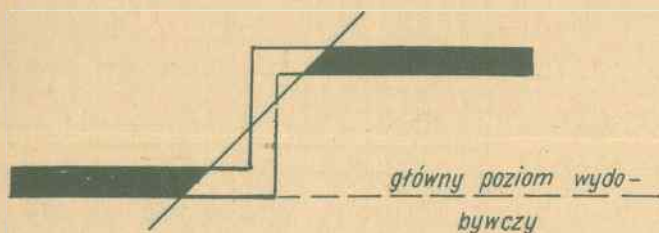
Rys. 214b. Przekroczenie usko-
ku niewłaściwego

1. Chodnik w pokładzie przed uskokiem
2. Chodnik w kamieniu (przez uskok)
3. Chodnik w pokładzie za uskokiem

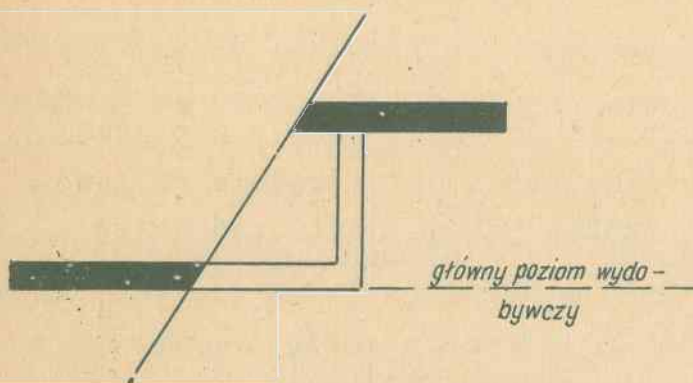
4. Otwarcie dostępu do części złoża zauskokowych.

Przy większych wysokościach pionowych uskoku niewłaściwego części zauskokowe pokładu udostępnić można za pomocą szybików (rys.215) lub szybika z przecznicami (rys.216). W wypadku większego uskoku właściwego otworzyć można dostęp szybikiem podpoziomym (rys.217), stwarzając podpoziom wydobywczy, albo zdecydować się należy na udostępnienie tej części z głębszego poziomu.

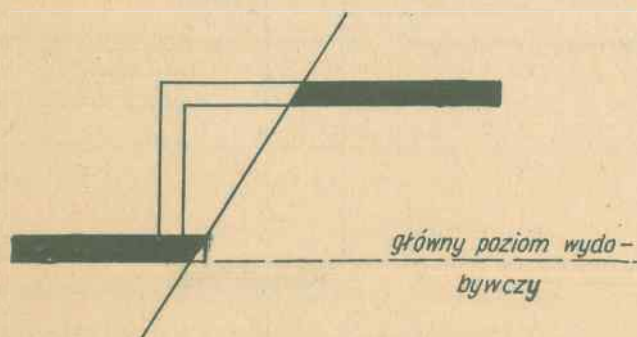
Wysokość pionowa szybików wydobywczych (zsypnych) maksymalna przyjmowana jest 200-220 m z uwagi na możliwość zainstalowania urządzenia zsypnego w szybiku. Przy podpoziomie głębokość szybu nie przekracza 200 m. Urządzenie dodatkowych poziomów jest kosztowne nie tylko na skutek konieczności wykonania dodatkowych wyrobisk (szybiki, pochylanie itp), ale również



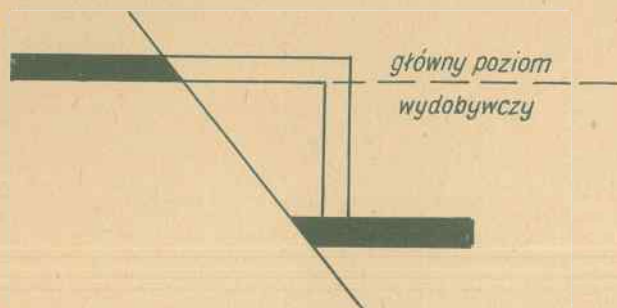
Rys.215. Udostępnienie za pomocą szybika



Rys.216a. Udostępnienie za pomocą szybika i przecznicy



Rys.216b. Udostępnienie za pomocą szybika i przecznicy



Rys.217. Przekroczenie uskoku za pomocą szybika podpoziomowego.

dlatego, że wskutek nich następuje zmiana sposobu transportu, wymagająca dodatkowych inwestycji oraz powodująca zwiększenie obsługi, a przez to i kosztów eksploatacyjnych.

Spis literatury wykorzystanej i zalecanej

1. Budryk W., Górnictwo I. (Skrypt). 1937
2. " " Górnictwo I. (Podręcznik). 1948
3. Budryk W., Lesiecki W., Zarys górnictwa
4. Pawłow K., Roboty Górnicze (tłum. z jęz. rosyjskiego)
5. Bokij B.W., Podstawy górnictwa (tłum. z jęz. rosyjskiego)
6. Kasiński K., Górnictwo II (Skrypt). 1928
7. Technika bezpieczeństwa w górnictwie (Praca zbiorowa) 1953
8. Przepisy technicznej eksploatacji kopalń węgla kamiennego. Ministerstwo Górnictwa 1951.
9. Matlok M., Ballenstaedt L., Przebijanie szybów.
10. Kuntze J., Ballenstaedt L., Obudowa wyrobisk kopalnianych
11. Lesiecki W., Odwadnianie wyrobisk
12. Heise-Herbst, Bergbaukunde 1948
13. Andreae C., Der Bau langer tiefliegender Gebirgstunnel
14. Budryk W., Roboty strzelnicze w kopalniach i kamieniołomach
15. Eksploatacja złóż. Podziemna eksploatacja pokładów węgla.

Cena zł 16.20