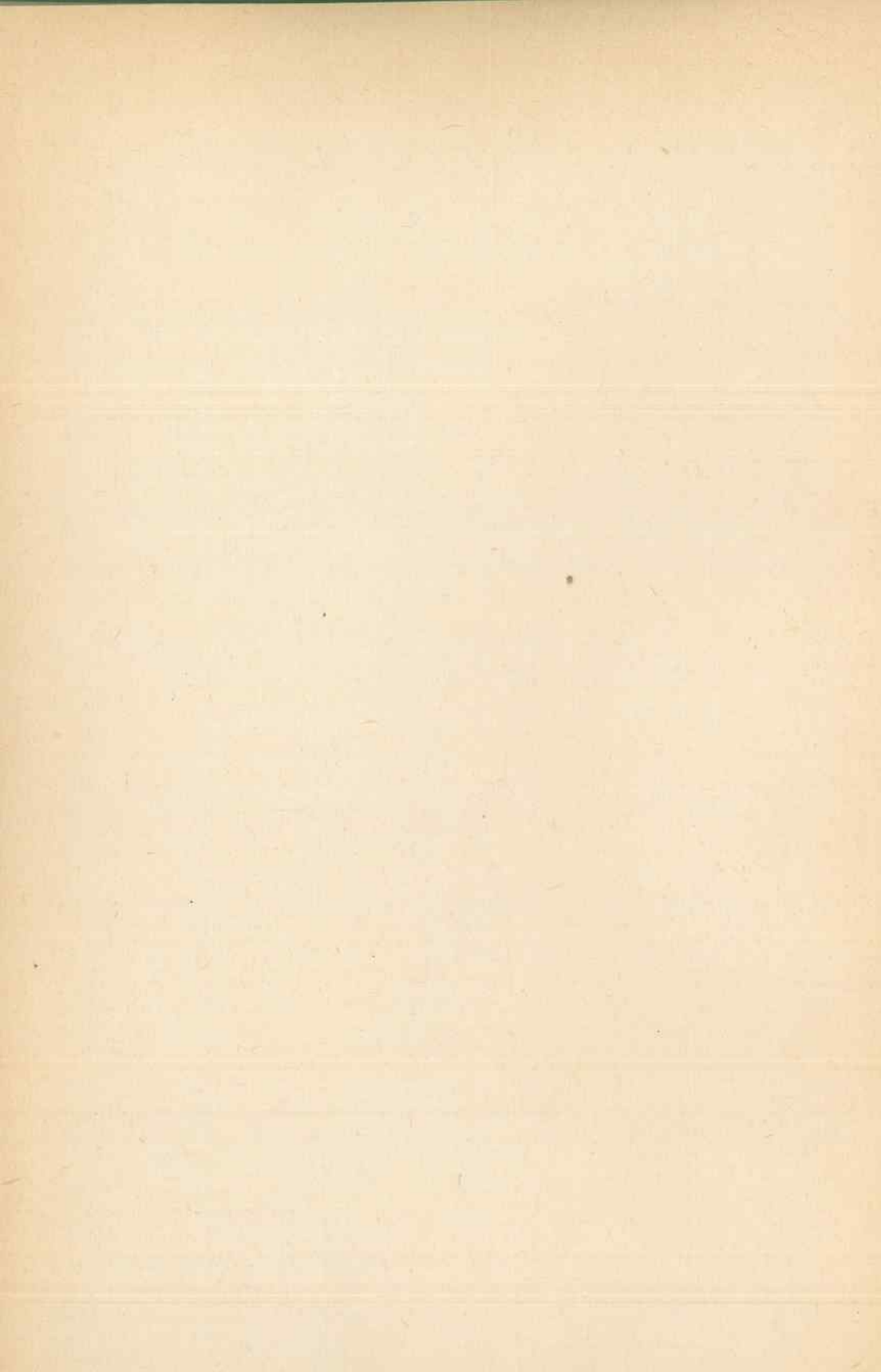




Mgr inż. JAN KOSTRZ

622 222.6

GÓRNICTWO

TOM VI

Wykonywanie wyrobisk

CZĘŚĆ I

Głębieńie szybów
metodą zwykłą z powierzchni



KATOWICE 1961

WYDAWNICTWO GÓRNICZO-HUTNICZE

Redaktor naukowy: mgr inż. Michał Bajer

Opiniodawca: prof. mgr inż. Józef Galanka

Książka zawiera ogólne wiadomości związane z głębieniem szybów przy uwzględnieniu prac geologiczno-badawczych, robót przygotowawczych oraz wskaźników techniczno-ekonomicznych. Ponadto opisuje urządzenia stosowane do głębienia szybów metodą zwykłą, wykonywanie obudowy i zbrojenie szybu. Książka przeznaczona jest dla projektantów, dozoru oraz wyższych uczelni i średnich szkół górniczych.

WSZELKIE PRAWA ZASTRZEŻONE

Obwolutę projektował Zbigniew Walszewski

Redaktor techn.: St. Misztó

Korektor techn.: A. Kleczeńska

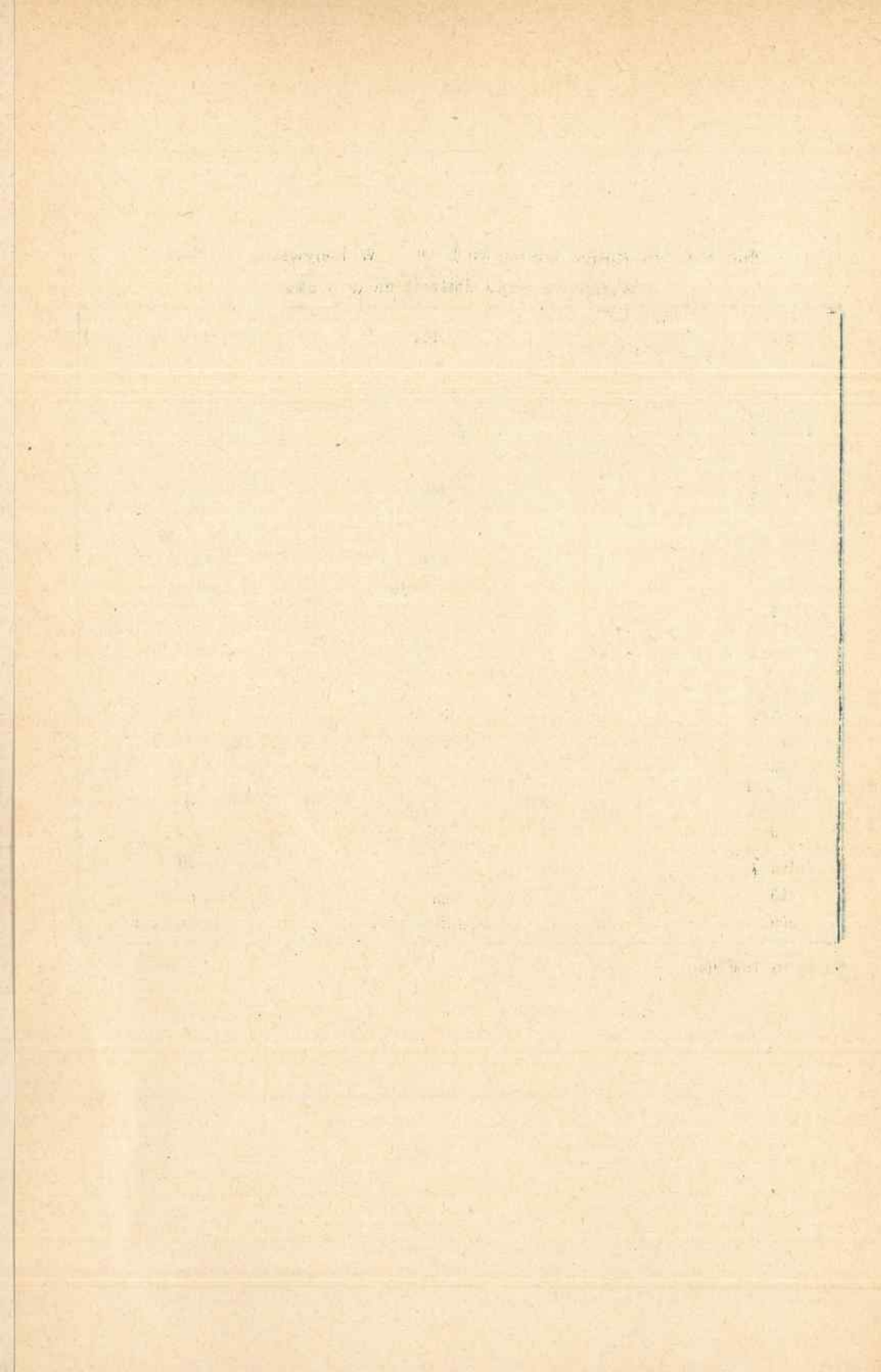
WGH, Katowice 1961	Wyd. 1	Nakład 2153 egz.	Ark. wyd. 39,00	Ark. druk. 35,69	Format B5
Papier ilust. sat. kl. V, 80 g, 700×1000/16 WZPap. Włocławek				Oddano do składania 10. 8. 1961	
Podpisano do druku 18. 12. 1961		Druk ukończono 27. 12. 1961		Symbol 10028/G	Cena zł 72,00

Kat. Zakł. Graf. 3, Katowice, ul. Warszawska 58, telefon 313-30 — Zam. 1467/61 — N-3

Mgr inż. Jan Kostrz: Górnictwo t. VI — Wykonywanie wyrobisk

Ważniejsze błędy dostrzeżone w druku

Str.	Wiersz		Jest	Powinno być
	od góry	od dołu		
61 tabl. 10 rubr. 3	2		G80AlI-AII	G80AlI-AII
172 tabl. 56 rubr. 2		11	360	300
223 tabl. 86 rubr. 7		1	0,362	1,362
228		3	łopatkami	łopatami
236 tabl. 88 rubr. 4		2	2 00	2900
236 tabl. 88 rubr. 6		3	÷ 35	÷ 350
262	30		zagłębianym	zgiebianym
305 tabl. 116 rubr. 3		11	23	28
306 tabl. 118 rubr. 6			powyżej 600 mg/l0	powwżej 6000 mg/l
325	3		$H_{gH} =$	$M_{gH} =$
339		15	4-zmianowym	3-zmianowym



Spis treści

Przedmowa	7
Rozdział I. Wiadomości ogólne	9
1. Pojęcie szybu i jego zadanie	9
2. Podział szybów	11
3. Określenie wymiarów szybu	15
4. Lokalizacja szybu	25
5. Podział metod głębenia szybów	34
Rozdział II. Prace geologiczno-badawcze	35
1. Wstęp	35
2. Przegląd stosunków hydrogeologicznych w polskich okęgach górniczych pod kątem widzenia wyboru metody głębenia szybu	36
Górnośląskie Zagłębje Węglowe	36
Nadburzańskie Zagłębje Węglowe	47
Wałbrzyskie Zagłębje Węglowe	47
Zagłębja Węgla Brunatnego	48
Złoža soli	48
Złoža rud żelaznych	49
Złoža rud metali nieżelaznych	51
3. Wiercenie otworów badawczych pod szyby	51
Założenia dla wierceń	51
Rodzaje wierceń	52
Urządzenia do wierceń badawczych pod szyby	54
Projekt wiercenia	55
Przebieg wierceń i pobieranie próbek	55
Badania wód w czasie wiercenia	58
Zamykanie wód	62
Badania wydobywania się gazów	63
Geologiczny dozór wierceń	63
Postępy wiercenia otworów badawczych pod szyby	65
4. Badania hydrogeologiczne	68
Pomiar dopływu wody	68
Oznaczenie współczynnika filtracji	70
Określenie dopływu wody do szybu	73
Chemizm wód i ich temperatura	75
Występowanie gazów	81
5. Badania geomechaniczne	83
Skład ziarnowy	83
Kąt tarcia wewnętrzznego skał i wskaźnik zwięzłości	84
Ciężar objętościowy i właściwy skał	86
Współczynnik rozsypności skał	87
Porowatość, wodochłonność	87
Cechy strukturalne górotworu	88
Własności wytrzymałościowe skał	89
Plastyczność skał	90
Dopuszczalne jednostkowe obciążenia gruntów	91
Przewodnictwo cieplne i elektryczne skał	91
Rozdział III. Obliczanie obudowy szybów	94
1. Wiadomości ogólne	94
2. Teorie ciśnień na obudowę szybową	94
Ciśnienie górotworu w skałach sypkich i zwięzłych	94
Ciśnienie na obudowę w warunkach zaburzeń tektonicznych	107

3. Sposoby obliczania obudowy szybowej	108
Cechy wytrzymałościowe materiałów dla obudowy szybowej	109
Obliczenie obudowy drzewnej	114
Obliczenie obudowy murowej szybów okrągłych	116
Obliczenie obudowy tubingowej	120
4. Obliczenie gardzieli szybowej	124
5. Obliczenie posadowienia obudowy	124
Rozdział IV. Roboty przygotowawcze do głębenia szybu	127
1. Wiadomości wstępne i harmonogram wykonywania robót przygotowawczych	127
2. Prace miernicze przed głębeniem szybu	129
3. Zagospodarowanie placu budowy	130
4. Wykonywanie gardzieli szybowej	133
5. Budynki i urządzenia pomocnicze	138
6. Wieże do głębenia szybów	148
7. Organizacja wykonywania robót przygotowawczych	152
Rozdział V. Urządzenia do głębenia szybów i operacje pomocnicze	153
1. Urządzenie wyciągowe	153
Maszyne wyciągowe	154
Liny wyciągowe i prowadnicze	156
Zawiesia dla naczyń wydobywczych	160
Naczynia wydobywcze	161
Urządzenie prowadnicze	165
Urządzenia wyladowcze i zabezpieczające w wieży szybowej	169
Kola linowe	171
2. Urządzenie wyciągowe dla pomostów wiszących	172
3. Pomosty wiszące	173
4. Urządzenia wentylacyjne i przewietrzanie szybów	174
5. Urządzenia, sposoby i organizacja odwadniania szybów w czasie głębenia	184
Odwadnianie kubłami	186
Odwadnianie pompami przodkowymi	189
Odwadnianie pompami przodkowymi i stacjonarnymi	189
Obliczenie mocy	190
Odwadnianie pompami wiszącymi	195
Odwadnianie pompami wiszącymi stacjonarnymi	197
Odwadnianie pompami głębinowymi	198
Odwadnianie inżektorami wodnymi	199
Odwadnianie pompami Mamut	199
Organizacja i ocena poszczególnych sposobów odwadniania	200
Odwadnianie szybu za pomocą otworu wiertniczego	203
6. Powietrze sprężone	204
7. Energia elektryczna	205
8. Urządzenia do urabiania skały i wiercenia otworów strzałowych	207
9. Ładowarki mechaniczne	209
10. Sygnalizacja i łączność	215
11. Urządzenia do przygotowania i transportu materiałów wsadowych oraz urobku	219
12. Wyciągi awaryjne	222
13. Sprzęt osobisty i odzież ochronna oraz wyposażenie drużyn	224
Rozdział VI. Urabianie skał	225
1. Sposoby wykonywania wyłomu i obudowy	225
Szeregowy sposób głębenia szybu	225
Sposób równoczesnego urabiania i wykonywania obudowy ostatecznej	227
Przebijanie szybu sposobem równoległym	220
Przebijanie szybu z zastosowaniem pomocniczych otworów wiertniczych	231
2. Ręczne urabianie i ładowanie skały	233
3. Roboty strzelnicze	234
Uwagi ogólne	234
Materiały wybuchowe i środki zapalcze	235
Efektywność prowadzenia robót strzelniczych	236
Rozmieszczenie otworów strzałowych	244
Wiercenie otworów strzałowych	248
Ładowanie otworów strzałowych i strzelanie	252
Usuwanie niewypałów	260

Prądy błądzące	260
Prowadzenie robót strzelniczych w szybach gazowych	261
4. Ręczne ładowanie urobku	262
5. Mechaniczne ładowanie skały	264
Kosze załadownicze	265
Ładowarki zgarniakowe	266
Ładowarki łyżkowe	266
Ładowarki chwytakowe	266
6. Obudowa tymczasowa szybu	271
Rozdział VII. Wykonywanie ostatecznej obudowy szybowej	274
1. Wiadomości ogólne	274
2. Obudowa drzewna	274
Obudowa wieńcowa pełna	275
Obudowa wieńcowa słupkowa	277
Obudowa wieńcowa zawieszana	279
3. Obudowa murowana	280
4. Obudowa betonitowa	288
5. Obudowa betonitowo-betonowa	290
6. Obudowa betonowa	292
7. Obudowa żelbetowa	302
8. Korozja obudowy wykonywanej z betonów	303
9. Obudowa tubingowa	308
Obudowa z tubingów żelbetowych	308
Obudowa z tubingów żeliwnych i stalowych	311
Rozdział VIII. Zbrojenie szybu	315
1. Rodzaje konstrukcji zbrojenia szybów	315
2. Obliczanie belek przedziałowych i przewodników szybowych	321
Obliczenie belek przedziałowych stalowych	322
Obliczenie belek przedziałowych drewnianych	325
Obliczenie przewodników szybowych	327
3. Wykonywanie zbrojenia szybów	330
Prace przygotowawcze do zbrojenia szybu	330
Zbrojenie szybu	332
Zakładanie przewodników szybowych	335
Rozdział IX. Organizacja i wskaźniki techniczno-ekonomiczne głębień szybów	337
1. Projekt organizacji głębień szybu	337
Założenia projektowe	337
Projekt wstępny	338
Projekt techniczny	339
2. Harmonogram całości robót głębień szybu	347
3. Przykłady szybkościowego głębień szybów	348
Głębień szybu wentylacyjnego kop. Bułowska-Głubokaja (ZSRR)	348
Głębień szybu pomocniczego kop. Nowo-Bułowka (ZSRR)	356
Głębień szybu Jakub (Polska)	360
Głębień szybu „Czarny Las” (Polska)	368
4. Głębień szybów w warunkach silnie gazowych i trudnych warunkach hydrogeologicznych	374
5. Dokumentacja głębień szybów	376
6. Odbiór robót przy głębień szybów	377
7. Normy pracy i wydajność pracy	378
8. Wskaźniki ekonomiczne przy głębień szybu	386
Literatura	388

*Pamięci towarzyszy — pracy,
górnikom szybowym pracę tę poświęcam.*

PRZEDMOWA

Silny rozwój (po roku 1945) polskiej gospodarki narodowej wymaga przede wszystkim rozbudowy zasobów energetycznych i mineralnych kraju.

W związku z tym zaszła konieczność intensywnej budowy nowych kopalń oraz rozbudowy starych, co z kolei pociągnęło za sobą potrzebę budowy dziesiątków nowych szybów oraz pogłębienia starych.

Rozmiary budownictwa szybów w Polsce obecnie i w okresie międzywojennym zilustrują najlepiej cyfry.

W latach 1919 do 1939 wykonano 33 nowych szybów o łącznej głębokości 6600 m oraz pogłębiono około 30 starych szybów dających 4600 m. Razem wykonano w okresie 20-lecia około 11 200 m szybów.

Rozwój budownictwa szybowego w Polsce po drugiej wojnie światowej obrazuje następujące zestawienie:

Szyby nowe i pogłębione w metrach wykonane w Polsce po 1945 r.

Rok	Liczba nowych szybów zgiębionych	Liczba metrów nowo wykonanych szybów	Liczba szybów pogłę- bianych	Liczba metrów wykonanych przy pogłębia- niu szybów	Liczba metrów szybów nowych i pogłębianych
1945	—	—	9	180	180
1946	1	10	17	644	654
1947	7	279	19	1231	1510
1948	8	270	20	1332	1602
1949	12	499	17	1134	1633
1950	19	1307	16	861	2168
1951	27	2010	20	1408	3418
1952	38	2504	22	1314	3818
1953	43	2724	22	1686	4410
1954	45	2800	25	1800	4600
1955	45	3000	25	1900	4900
1956	50	3300	26	2000	5300
1957	51	4000	27	2100	6100
1958	52	4800	25	2300	7100
1959	52	5300	25	2500	7800
1960	52	6531	25	2500	9031
Razem	—	39 334	—	24 890	64 224

Z powyższego zestawienia wynika, że w okresie 1945 do 1960 wykonano blisko 6 razy więcej metrów szybów, niż w ciągu międzywojennego 20-lecia.

W okresie przedwojennym nie było w zasadzie w Polsce przedsiębiorstwa, które byłoby w możności głębień szybów w pełnym zakresie.

Korzystano więc często z usług przedsiębiorstw zagranicznych, głównie niemieckich.

Po roku 1945 przedsiębiorstwa powołane w przemyśle węglowym dla prowadzenia robót kamiennych, łącznie z głębieniem szybów, znalazły się w trudnej sytuacji wskutek braku fachowców i sprzętu. Dzięki dużym wysiłkom w stosunkowo niedługim czasie stworzono i zaopatrzono w odpowiedni sprzęt specjalne przedsiębiorstwa dla głębienia szybów z powierzchni oraz dla pogłębienia szybów.

W związku z tym zaszła konieczność przygotowania odpowiedniej liczby inżynierów i techników wyspecjalizowanych w głębieniu szybów. Przygotowanie to utrudnia w dużej mierze brak literatury w języku polskim, dotyczącej głębienia szybów.

Lukę tę, aczkolwiek w spóźnionym terminie, ma wypełnić niniejsza praca.

Dalszy jej ciąg stanowić będzie część druga, traktująca o głębieniu szybów metodami specjalnymi.

W związku z takim podziałem, w części pierwszej omówiono w rozdziałach I, II, IV i V zagadnienia, mające ogólny charakter przy głębieniu szybów.

Szczególnie wnikliwie starano się opracować stronę hydrogeologiczną z uwzględnieniem gazowości, które to zagadnienia są w polskim budownictwie szybowym bardzo skomplikowane.

Książka niniejsza jest pierwszą próbą opracowania w języku polskim zagadnienia głębienia szybów metodą zwykłą z powierzchni.

Równocześnie serdecznie dziękuję Wszystkim, a w szczególności Kolegom z Przedsiębiorstwa Budowy Szybów, za umożliwienie i pomoc zebrania materiałów i ilustracji.

Autor

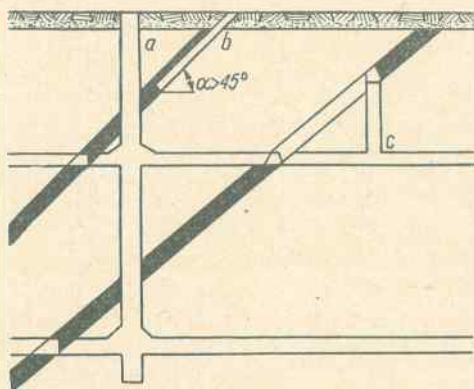
ROZDZIAŁ I WIADOMOŚCI OGÓLNE

1. Pojęcie szybu i jego zadanie

Górnictwo wyrobisko pionowe lub pochyłe o nachyleniu większym niż 45° , mające bezpośrednie połączenie z powierzchnią ziemi lub innymi wyrobiskami górnictwami, nosi nazwę szybu. Wyrobiska takie stanowią główną arterię komunikacyjną dla obsługi podziemnych robót górnictwami. Szyby mogą być wyrobiskami przeznaczonymi dla podziemnej eksploatacji

Rys. 1. Zastosowanie szybów dla udostępnienia złóż kopalni użytecznych

a — szyb pionowy, b — szyb pochyły, c — szyb ślepy



kopalni użytecznych (rys. 1), a także mogą być stosowane jako wyrobiska pomocnicze lub kapitalne przy robotach inżynierskich, jak przy budowie zbiorników wodnych, tuneli itp.

W pierwszym przypadku szyby służą jako arterie dla zejścia ludzi w podziemie kopalni, do wydobywania na powierzchnię kopalni użytecznych, opuszczania i wyciągania maszyn oraz sprzętu, opuszczania na dół materiałów dla obudowy wyrobisk górnictwami i materiałów ruchomych, dostarczania świeżego powietrza do kopalni, doprowadzenia kabli elektrycznych, rurociągów wodnych, podsadzkowych, powietrza sprężonego.

W drugim przypadku szyby są zwykle obiektami pomocniczymi i służą do dostarczania świeżego powietrza do tuneli lub innych wyrobisk poziomych, jak również w okresie ich budowy do dostarczania materiałów, maszyn i wydobywania urobku. W okresie eksploatacji są one wykorzystywane również dla przewietrzania oraz obsługi technicznej pozostałych wyrobisk.

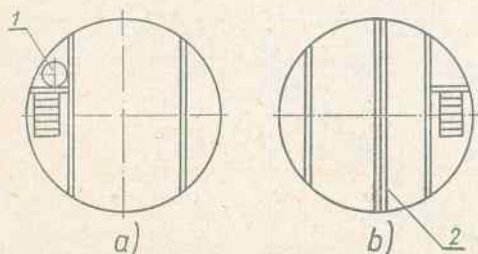
Podstawowe przepisy bezpiecznego prowadzenia robót podziemnych wymagają najmniej dwóch szybów, jako drogi dojścia i wyjścia z podziemi

oraz przepływu powietrza. W wyjątkowych przypadkach Władze Górnicze zezwalają na prowadzenie podziemnej eksploatacji złoża przy istnieniu tylko jednego szybu (kopalnie soli w Polsce: Solno w Inowrocławiu i Wapno w Wapnie).

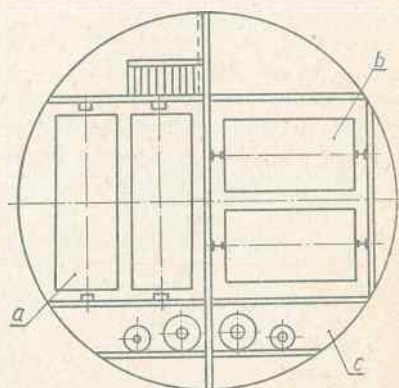
Przepływ powietrza w szybie jest w zasadzie jednokierunkowy: w dół do kopalni wpływa jednym szybem powietrze świeże, drugim szybem wypływa z kopalni powietrze zużyte. W niektórych przypadkach istnieją w szybach jednocześnie oba kierunki przepływu powietrza. Zachodzi to w czasie głębienia szybu i wykonywania robót poziomowych (przed połączeniem z drugim szybem), gdy przewietrzanie przodku odbywa się lutniami (rys. 2 a) przy istnieniu tylko jednego szybu, albo przewietrzania pewnej partii złoża tylko jednym szybem (np. szyb Zachodni kopalni Sośnica). W tym ostatnim przypadku (rys. 2 b) szyb dzieli się na dwie części szczelnymi pionowymi przegrodami wentylacyjnymi.

Poziomy przekrój szybu na pewnej głębokości, charakterystycznej dla danego odcinka co do rodzaju obudowy, wyposażenia szybu itd. nazywa się *tarczą szybu* dla danego odcinka.

Założenie w szybie belek stalowych lub drewnianych, stanowiących konstrukcję nośną i prowadniczą dla urządzenia wyciągowego, drabin szybowych, rurociągów itd. nazywa się *uzbrojeniem szybu*.



Rys. 2. Przykład przepływu powietrza w jednym szybie w dwóch kierunkach
a — przewietrzanie przy użyciu lutni 1, b — przewietrzanie przy użyciu przegrody wentylacyjnej 2



Rys. 3. Przykład podziału tarczy szybowej

a — przedział klatkowy, b — przedział skipowy, c — przedział rurowy

Konstrukcję nośną w szybie stanowi układ belek stalowych lub drewnianych, na których spoczywają drabiny szybowe, rurociągi, kable itd. Do konstrukcji tej przymocowana jest również część prowadnicza, tj. układ belek drewnianych lub stalowych, ograniczających ruchy boczne naczyń wyciągowych.

Zamontowanie w szybie kabli, rurociągów, przewodników, podchwytów dla urządzenia wyciągowego itp. nazywa się *wyposażeniem szybu*.

Uzbrojenie szybu dzieli jego tarczę na części, tzw. przedziały, które w zależności od przeznaczenia noszą nazwy: *przedział klatkowy*, *przedział skipowy*, *przedział drabinowy* lub *przedział rurowy* (rys. 3).

W szybie odróżnia się następujące odcinki:

— Odcinek górny, czyli tzw. głowica (gardziel) szybu; łączy ona szyb bezpośrednio z powierzchnią ziemi.

- Środkowy odcinek szybu stanowi jego główną część składową.
- Dolny odcinek szybu, czyli tzw. rzap; jest to część szybu położona poniżej podszybia najniższego poziomu.

2. Podział szybów

Klasyfikację szybów można przeprowadzić na podstawie szeregu parametrów, a w szczególności z uwagi na:

- kształt tarczy,
- głębokość, wielkość przekroju poprzecznego, i nachylenie,
- funkcjonalne przeznaczenie,
- sposób wykonywania.

Z uwagi na kształt poprzecznego przekroju szybów (tarczy szybu) podzielić je można na: szyby prostokątne, beczkowe, eliptyczne i okrągłe.

O wyborze danego kształtu przekroju poprzecznego szybu decyduje jego przeznaczenie, przewidywany okres eksploatacji, a niekiedy stosunki hydrogeologiczne w miejscu głębionego szybu.

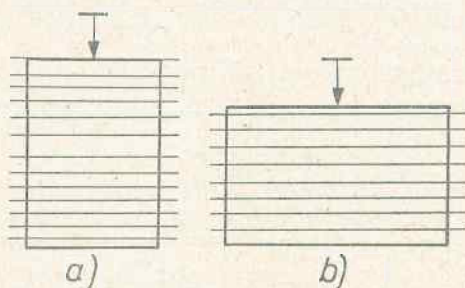
Prostokątny kształt przekroju szybu jest obecnie w nowych szybach rzadko stosowany. Obecnie o prostokątnym przekroju wykonuje się jedynie szybiki poszukiwawcze do niewielkiej głębokości (do 50 m).

Prostokątny kształt szybu, rozpowszechniony pierwotnie w górnictwie, związany był z rodzajem obudowy szybu, która przeważnie była obudową drzewną.

W szybach głębionych w skałach małej zwężłości, jak również przy większej głębokości, obudowa drzewna nie daje dostatecznej pewności, a zatem i kształt prostokątny szybów stał się nieodpowiedni. Wprowadzie odpowiednie ułożenie przekroju prostokątnego w stosunku do nachylenia warstw skalnych, jak to pokazano na rys. 4, stwarza możliwości stosowa-

Rys. 4. Usytuowanie szybu w stosunku do nachylenia warstw skalnych

a — usytuowanie korzystne, b — usytuowanie niekorzystne



nia szybu o przekroju prostokątnym przy większej głębokości lub w trudniejszych warunkach hydrogeologicznych, lecz są one z natury ograniczone wytrzymałością drewna, podstawowego materiału obudowy, stosowanego przy tego rodzaju przekrojach szybów.

Dalszymi względami, które przemawiają za stopniowym wyeliminowaniem szybów o przekroju prostokątnym z obudową drzewną, są ograniczony czas trwania obudowy (10 do 20 lat) oraz wysokie koszty remontu obudowy. W praktyce zagranicznej (Niemcy Zachodnie, Anglia) wykonuje się obecnie niekiedy szyby o przekroju prostokątnym w obudowie murowej.

Obecnie w Polsce wykonuje się o przekroju prostokątnym szybiki poszukiwawcze i szybiki wentylacyjne przy wieloszybikowej eksploatacji

rud i glinek ogniotrwałych (np. rejon Częstochowski, rejon Opoczna i Żarek) oraz przy budowlach, które wymagają specjalnych badań hydrotechnicznych gruntu (np. pod Pałac Kultury w Warszawie).

Należy jednak zaznaczyć, że prostokątny kształt szybu charakteryzuje się najkorzystniejszym wyzyskaniem poprzecznego przekroju szybu pod

Tablica 1

Wyzyskanie tarczy szybów
o różnych rodzajach prze-
krojów

Przekrój szybu	Stosunek wyzyskania tarczy szybu
Prostokątny . .	1,0
Beczkowy . . .	0,78
Eliptyczny . . .	0,73
Okrągły	0,70

względem rozmieszczenia w nim naczyń wyciągowych, przedziału drabinowego, przedziałów rurowych i kablowych.

Wyzyskanie przekroju szybu określane jest stosunkiem jego powierzchni użytkowej do całej powierzchni przekroju szybu. Jeżeli przyjmie się, że stosunek ten dla szybów o przekroju prostokątnym wynosi 1,0, to stosunek ten dla innych przekrojów przyjmuje się na podstawie tabl. 1.

Z tabl. 1 wynika, że dla pomieszczenia w szybie okrągłym takich samych urządzeń jak w szybie prostokątnym trzeba wykonać około 30% więcej wyłomu i obudowy niż przy przekroju prostokątnym.

Z tych względów nawet obecnie spotyka się w praktyce państw zachodnich (Niemcy Zachodnie, Belgia) pogłębianie szybów już istniejących do znacznych głębokości w przekroju prostokątnym.

Jakkolwiek pod względem rozmieszczenia urządzeń w tarczy szybu przekrój prostokątny jest najkorzystniejszy, to jednak pod względem wentylacyjnym kształt prostokątny, zwłaszcza z obudową drzewną, stawia znacznie większy opór dla przepływu powietrza aniżeli przekrój okrągły. Opór stawiany przez ściany szybu przy przepływie powietrza zależy zarówno od kształtu poprzecznego przekroju szybu, jak i od jego wyposażenia i materiału. Zależność tę charakteryzuje (tabl. 2) wielkość współczynników oporu α w zależności od rodzaju ścian przewodu (według Budryka).

Przekroje beczkowe i eliptyczne szybów stanowią kształt przejściowy z przekroju prostokątnego do okrągłego. Kształt ten wprowadzono przy

Tablica 2

Wartości współczynnika oporu α dla szybów o różnej charakterystyce

Przekrój i charakterystyka szybu	Wielkość współ- czynnika oporu 10 000 α
Szyby okrągłe betonowane	
bez drabin i belek	2
z obudową murowaną (kamień, cegła)	4
bez obudowy	15
Szyby okrągłe, bez drabin, bez obudowy	
z belkami i przewodnikami	20 ÷ 30
z obudową murowaną	10 ÷ 15
z obudową murową i drabinami	20
Szyby prostokątne z obudową drzewną	
bez drabin, belek i przewodników	10 ÷ 15
z belkami i przewodnikami	20 ÷ 25
z belkami, przewodnikami i drabinami	30 ÷ 35

wykonywaniu murowanej obudowy szybu w postaci sklepień, przeciwstawiających się naporowi skał i wody znacznie lepiej aniżeli obudowa drzewna. Bardzo często obudowę beczkową lub eliptyczną stosowano przy przebudowie starych szybów w obudowie drzewnej, gdy zachodziła konieczność usunięcia skały zwietrzałej i odspojonej od calizny, szczególnie na dłuższych ścianach szybu.

Eliptyczny przekrój szybu znajduje najczęściej zastosowanie w szybach pochylonych, wykonywanych w wodoszczelnej obudowie betonowej.

Przy głębianiu szybów głębokich i w skałach słabych, gdzie ciśnienia górotworu są większe, względy wentylacji i wydajność pracy przy głębianiu przemawiają za stosowaniem okrągłego przekroju szybu. Za takim przekrojem przemawia również łatwość orientowania przodku szybowego nawet przy użyciu tylko jednego pionu oraz korzystniejszy układ otworów strzałowych, jak również łatwiejsze wykonanie obudowy (odpada konieczność wykonywania naroży). Obecnie w Polsce wszystkie nowe szyby mają kształt okrągły.

Kształt beczkowy stosuje się przy pogłębianiu istniejących szybów o tym kształcie.

Pod względem głębokości szybów istniejących i budowanych obecnie w Polsce można je podzielić na trzy grupy:

Szyby płytke, m	do 250
Szyby średnie, m	do 500
Szyby głębokie, m	do 1000 i więcej

Należy zaznaczyć, że procentowy udział szybów dwóch ostatnich grup w nowo budujących się kopalniach, szczególnie w przemyśle węglowym, znacznie się zwiększa.

Z uwagi na wielkość powierzchni poprzecznego przekroju szyby (w ogólności) dzieli się na cztery grupy:

Podział na grupy	Średnica szybu w świetle m
Szybiki	do 3,0
Szyby małe	od 3,0 do 4,5
Szyby średnie	od 4,5 do 6,0
Szyby duże	powyżej 6,0

Przekrój szybu charakteryzują dwie średnice: *średnica szybu w wyłomie*, tj. średnica, jaką ma szyb wydrążony w skale przed wykonaniem ostatecznej obudowy, oraz *średnica szybu w świetle*, tj. średnica, jaką ma szyb po wykonaniu ostatecznej obudowy.

Nazwą szybiku obejmuje się szyby charakteryzujące się niewielką głębokością (do 200 m) oraz niewielką średnicą poprzecznego przekroju (przy przekroju okrągłym do 3,0 m średnicy w świetle).

Z uwagi na nachylenie podłużnej osi dzieli się szyby na dwie grupy:

Szyby pionowe — oś pionowa do poziomu.

Szyby pochyle — oś pochyła do poziomu.

Bardzo często szyby otrzymują nazwy z uwagi na ich funkcjonalne przeznaczenie w okresie ich eksploatacji.

Mamy więc:

Szyb wyciągowy szyb zaopatrzony w urządzenie wyciągowe do ciągnięcia urobku, materiałów bądź jazdy ludzi;

Szyb pomocniczy lub materiałowy	szyb spełniający pomocniczą rolę w procesie eksploatacji, jak opuszczanie materiałów i sprzętu, doraźną jazdę ludzi i wydobywanie urobku i kamienia; jest on najczęściej szybem wydechowym;
Szyb wydechowy, powietrzny lub wentylacyjny	szyb, którym zużyte powietrze wydostaje się z kopalni; połączony jest on najczęściej na powierzchni z wentylatorem zasysającym powietrze z kopalni przez kanał wentylacyjny i szyb; szyb powietrzny wyposażony w wentylator nazywa się wentylacyjnym;
Szyb podsadzkowy	szyb, którym opuszczany jest z powierzchni na dół materiał podsadzkowy;
Szyb wdechowy	szyb, którym powietrze wpływa do kopalni, jest on najczęściej również szybem wyciągowym;
Szyb centralny	szyb spełniający dominującą rolę w wydobywaniu urobku; jest to szyb wyciągowy;
Szyb peryferyjny	szyb położony w pobliżu granicy obszaru kopalni; najczęściej jest to szyb wentylacyjny, czasem może to być również szyb zjazdowy;
Szyb zjazdowy	szyb przystosowany do zjazdu ludzi; jest nim bardzo często szyb wyciągowy;
Szyb drzewny	szyb wyposażony w urządzenie do opuszczania drewna kopalnianego oraz innego długiego materiału;
Szyb ślepy	wyrobisko pionowe wewnątrz kopalni, nie wychodzące na powierzchnię ziemi;
Szybik rurowy	szybik, którego głównym zadaniem jest pomieszczenie rurociągów podsadzkowych, wodnych lub powietrznych;
Szybik zsypny (zsypnia)	szybik, służący do zsypywania urobku własnym ciężarem.
Z uwagi na stosowane metody głębiania można wyróżniać:	
Szyby głębione bezpośrednio z powierzchni ziemi	wydobywanie urobku, opuszczanie materiałów i zjazd odbywa się z powierzchni ziemi;
Szyby głębione z poziomu	wydobywanie urobku, opuszczanie materiałów, zjazd ludzi może się również odbywać z poziomu kopalnianego; maszyna wyciągowa do głębiania może być usytuowana na powierzchni ziemi, jak i w kopalni w poziomie;
Szyby pogłębiane	szyby, które znajdowały się już w eksploatacji i przedłużane są (pogłębiane) do niższego poziomu;
Szyby głębione nadsiewłomem, nadsiewłomy	szyby lub szybiki, których zasadniczy kierunek głębiania jest z dołu do góry (w celu uzyskania połączenia z wyrobiskiem wyżej leżącym);
Szyby głębione metodą zwykłą	szyby, których zgłębianie nie wymaga specjalnych zabiegów, mających za zadanie ochronę przodku szybowego przed wdzierającą się do niego płynną skałą lub wodą;
Szyby głębione metodami specjalnymi	szyby, przy których głębianiu przed przystąpieniem do bezpośredniego urabiania skał wykonuje się różnego rodzaju zabiegi, umożliwiające urabianie i wybieranie skały oraz wykonywanie obudowy ostatecznej szybu.

3. Określenie wymiarów szybu

Wymiary poprzecznego przekroju szybu oraz jego głębokość zależne są od przeznaczenia szybu. Często przeznaczenie szybu w miarę eksploatacji złoża zmienia się (np. szyb wentylacyjny staje się wydobywczym, zjazdowym lub na odwrót), co należy również wziąć pod uwagę przy ustalaniu poprzecznego przekroju szybu.

Zasadniczymi elementami wpływającymi na wymiary szybu są: rozmieszczenie naczyń wyciągowych, ich konstrukcja oraz wielkość, rozmieszczenie przedziałów drabinowego, rurowego oraz kabli, jak również przewietrzanie kopalni.

W zależności od przeznaczenia szybu, dobowego wydobywania kopalni oraz przyjętej organizacji pracy ustala się rodzaj i wymiary naczyń wyciągowych, a w związku z tym wielkość przedziałów w szybie.

Przy określaniu poszczególnych parametrów należy się kierować postanowieniami Górniczych przepisów bezpiecznego prowadzenia kopalń węgla, rud, soli i innych kopalni użytecznych oraz Przepisami technicznej eksploatacji kopalń węgla.

Powyższe przepisy ustalają maksymalną szybkość jazdy ludzi klatką na 10 m/sek przy wyciągu z napędem parowym oraz 12 m/sek przy wyciągu z napędem elektrycznym.

Przepisy PTEKW przewidują, iż czas jednego wyciągu, bez uwzględnienia przerw w jeździe naczynia wydobywczego, należy przyjmować na podstawie rzeczywistej maksymalnej szybkości ciągnięcia i maksymalnego dopuszczalnego przyspieszenia i opóźnienia, z uwzględnieniem dopuszczalnej przeciążalności silnika.

Rozmieszczenie naczyń wyciągowych i ich wielkość wywierają decydujący wpływ na średnicę szybu i jego przekrój. Obecnie dąży się do normalizacji i typizacji urządzeń wydobywczych (tabl. 3, rys. 5).

Wielkość przerw w jeździe przyjmuje się:

Przy równoczesnym załadunku i wyładunku	
dla jednego piętra klatki z jednym wózkiem,	
sek	10
dla jednego piętra klatki z dwoma wózkami, sek	12
dla przestawienia klatki o jedno piętro łącznie	
z sygnalizacją, sek	5

Dla klatek przy jednostronnym załadunku i wyładunku — 30 sek na każde piętro.

Dla skipów 1 do 1,5 sek na każdą tonę ładunku, przy czym dla skipów pojemności do 5 t przyjmuje się 1,5 sek/t, a dla większych pojemności skipów 1 sek/t.

Wielkość przerwy (postoju) na wsiadanie i wysiadanie ludzi przyjmuje się:

Przy wsiadaniu i wysiadaniu z tej samej strony klatki:

dla 5 osób, sek	15
dla 10 osób, sek	20
dla 15 osób, sek	25
dla 20 osób, sek	30

Przy wsiadaniu z jednej, a wysiadaniu z drugiej strony klatki:

dla 5 osób, sek	8
dla 10 osób, sek	10
na 1 osobę, sek	1

Liczba			Pojemność		Ogólny ciężar użyteczny	Obciążenie całkowite klatki	Szerokość, mm			
pięter	wozów		1 wozu	ogółem wozów w klatce			prowadników głównych z drewna	prześwitu,		całkowita klatki
	na 1 piętrze	ogółem w klatce						klatki	kątowników narożnych	
szt	szt	szt	m ³	m ³	t	t	b	A ₂	A ₁	A ₂
1	1	1	0,75	0,75	1	3,0	120	1000	1088	1088
1	1	1	1,0	1,0	1,5	3,3	120	1090	1190	1178
1	2	2	0,85	1,7	1,5	4,7	220	996	1100	1090
1	2	2	1,0	2,0	1,6	6,5	220	1026	1130	1120
1	2	2	1,125	2,25	2,5	7,9	220	1096	—	1200
2	2	4	1,15	4,60	3,6	1	220	917	1015	1006
2	1	2	1,5	3,0	5,0	15,0	200	1116	1210	1210
2	2	4	0,85	3,4	4,8	19,0	200	1112	—	1146
3	2	6	—	—	—	20,0	160	956	1085	1060
3	2	6	0,7	4,2	4,2	19,0	220	876	—	980
3	1	3	2,0	6,0	8,4	26,7	220	1176	—	1270
4	1	4	3	12	5,0	20,2	200	1196	—	1270
4	1	4	3	12	10,0	24,0	190	1326	1060	1450
5	2	10	0,7	7	11,5	36,0	—	910	1040	1134

Przy liczbie ludzi wynoszącej ponad 10 osób na piętrze, do powyższych czasów dodaje się po 5 sek na każde przedstawienie klatki.

Wyciąg klatkowy powinien zapewnić zjazd i wyjazd załogi jednej zmiany w ciągu 30 do 40 min.

Wielkość powierzchni podłogi piętra klatki przypadającej na jedną osobę, wyznaczona Przepisami bezpiecznego prowadzenia kopalń, musi wynosić co najmniej o 0,18 m² przy wolnej wysokości piętra klatki większej niż 1,75 m. Przy mniejszej wysokości pięter powierzchnia ta musi być odpowiednio zwiększona.

Należy sporządzić harmonogram pracy wyciągu zarówno dla jednej zmiany, jak i doby, przy czym od czasu pracy wyciągu należy odliczyć czas na naprawy i przeglądy. Przyjmuje się, że przy wyciągu skipowym i dwuzmianowej wydobywczej pracy kopalni dobową produkcję należy wyciągnąć szybem w ciągu 13,5 do 14 godz, biorąc pod uwagę współczynnik nierównomierności wydobywania wynoszący 1,15.

W przypadku gdy projektuje się dla kopalni tylko jedno urządzenie wyciągowe przeznaczone dla ciągnięcia urobku i innych celów (zjazd ludzi, opuszczanie materiałów itp.), przyjmuje się współczynnik nierównomierności równy 1,25. Jeżeli jest drugi wyciąg pomocniczy współczynnik ten wynosi 1,15.

Godzinową zdolność wydobywczą określa się jako iloczyn ilości wyciągów na godzinę przez ciężar użyteczny naczynia wydobywczego.

Górnice przepisy bezpiecznego prowadzenia kopalń określają pewne minimalne odległości między zbrojeniem szybu i naczyniami wydobywczymi, które należy uwzględnić przy projektowaniu tarczy szybu (tabl. 4 i rys. 6).

Długość, mm				Wysokość, mm							Ciężar ogółem kg
prześwitu		skrajna łapa-deł	całkowita klatki	piętra		głowicy	po-prze- czki dla za- wiesia liny wy-rów- now- czej	pomostu		ogół- na klatki	
pro- wad- ników	kąto- wni- ków naroż- nych			górnego	dolne- go lub po- śred- niego			dol- nego	po- śred- niego		
B	B ₁	B ₂	B ₃	H ₁	H ₂	H ₃	H ₄	H ₅	H ₆	H _{og}	
1720	1690	1870	1900	—	1900	400	—	120	120	2420	1150
1870	1840	2020	2040	—	1900	400	—	120	120	2420	1300
3170	3170	3310	3325	—	2000	500	—	140	140	2640	2250
3360	3340	3520	3550	—	1860	500	160	140	140	2500	2150
3615	—	3770	3800	1850	3260	600	160	140	140	4000	3050
3220	3210	3410	3400	1960	1810	510	175	100	140	4410	3000
3220	3190	3370	3400	1900	1860	600	300	140	140	4700	3675
3070	—	3250	3280	1880	1860	650	300	140	140	4690	4050
2985	2740	3150	3250	2010	1880	660	80	120	120	6660	4400
3170	—	3330	3095	1970	1860	650	300	140	140	6800	5200
2970	—	3950	3980	1960	2075	700	220	140	140	7250	7500
3730	—	3700	3700	1900	1860	700	300	140	140	8800	8200
3470	3690	3350	3360	1900	1860	700	200	140	140	8740	8300
3160	3120	—	—	—	2080	800	300	160	120	11660	8850

Stosownie do tych przepisów dopuszczalne maksymalne zużycie przewodników określa tabl. 5.

Pomiędzy przewodnikami klatki a nowo założonymi przewodnikami drewnianymi (rys. 7) musi być zachowany odstęp wynoszący najmniej 5 mm, nie więcej zaś jak 10 mm. Dla przewodników stalowych odstęp ten z każdej strony nie może być większy jak 5 mm.

Przy jednostronnych przewodnikach stalowych odstęp pomiędzy zewnętrzną krawędzią przewodnicy naczynia wydobywczego a uchwytem przewodnika (np. uchwyt Briarta) powinien wynosić najmniej 20 mm. Odstęp między najbardziej wystającymi częściami klatki a belkami przedziałowymi powinien wynosić najmniej 40 mm.

Grubość przewodniczej ścianki ślizgowej klatki w przypadku zastosowania przewodników drewnianych przyjmuje się w granicach 20 do 30 mm (rys. 7). Przy przewodnikach szynowych odstęp ten przyjmuje się 30 do 60 mm.

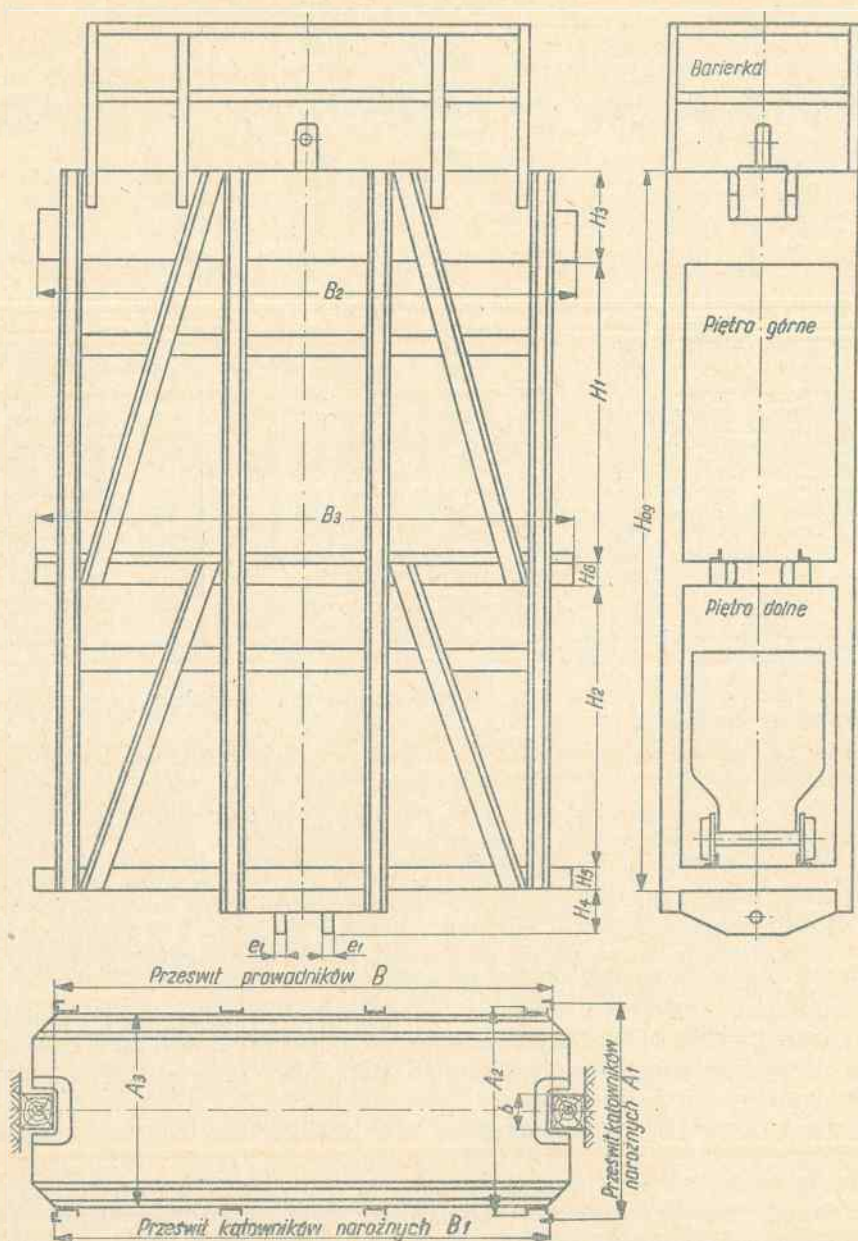
Przekrój poprzeczny przewodników nie jest jeszcze całkowicie znormalizowany.

Norma PN-59/G-95005 określa wymiary przewodników drewnianych, dębowych i sosnowych, jakie należy stosować w nowych szybach. Wymiary te podane są w tabl. 6 i 7.

Z uwagi na stosowane odstępy pionowe między belkami przedziałowymi wynoszące 2 lub 3 m przewodniki mają najczęściej długość 6,10 do 6,20 m, przy czym 0,10 do 0,20 m długości przewodników wykorzystuje się na połączenia między nimi.

Jako przewodniki stalowe stosuje się najczęściej szyny normalnotorowe długości 12,0 m typu S-42, wysokości 140 mm, według PN-55/H-93421.

Jako belki przedziałowe (szybowe) stosuje się belki drewniane o wymiarach 20×20 cm lub 20×25 cm. Obecnie belki drewniane stosuje się tylko w przypadku głębinia szybów dla kopalń soli. Powszechnie ja-



Rys. 5. Oznaczenia typowej klatki używanej w polskim przemyśle węglowym

ko belki przedziałowe stosuje się stalowe kształtowniki następujących profili [NP16, 18, 20, 24, 26, 30 oraz INP30 i 34.

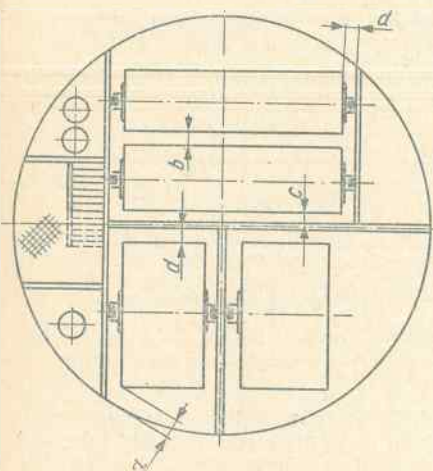
Wymiary i usytuowanie przedziałów rurowego i kablowego określa się na podstawie liczby rur i kabli, ich średnic i sposobów umocowania.

Przy projektowaniu należy również wziąć pod uwagę łatwy dostęp do nich z urządzenia wyciągowego w celu dokonywania konserwacji i wymiany.

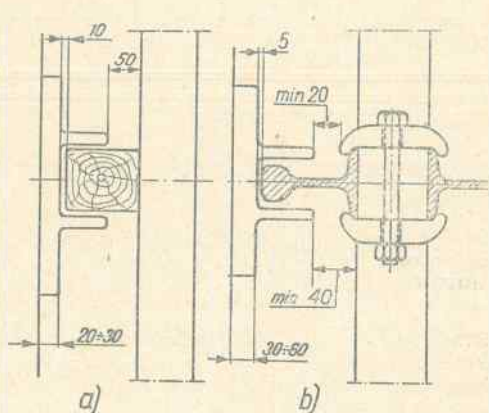
Górnictwe przepisy bezpiecznego prowadzenia kopalń nakazują, aby szyby pionowe i pochyle, służące do jazdy ludzi, były wyposażone w przedziały drabinowe.

Przedziały te powinny odpowiadać następującym warunkom:

- muszą być łatwo dostępne z każdego poziomu,
- muszą być oddzielone od innych przedziałów wytrzymałym przepierzeniem, przy czym dopuszczalna wielkość otworów w przepierzeniu nie może przekraczać 100 mm,



Rys. 6. Odległości naczyń wydobywczych od belek przedziałowych i obudowy (do tablicy 4)



Rys. 7. Tolerancje zabudowania przewodników

a — dla przewodników drewnianych, b — dla przewodników stalowych

- odstęp pomostów spoczynkowych (mierzony w pionie) nie może przekraczać 8 m,
- kąt nachylenia drabin do poziomu może wynosić najwyżej 80° ,
- drabiny muszą wystawać o 1 m ponad każdy pomost spoczynkowy i ponad zrąb szybu, albo też do tej wysokości muszą być zabudowane na stałe uchwyty,
- otwory włazowe w pomostach spoczynkowych o wymiarach co najmniej 0,7 m w kierunku długości drabiny i o 0,6 m w kierunku szerokości drabiny muszą być tak rozmieszczone, by schodzący z drabiny trafiał na podłogę,
- otwór nad pierwszą górną drabiną musi się zamykać klapą.

Najczęściej drabiny wykonuje się ze stali $\square$ NP8, przy czym szerokość drabiny wynosi 0,4 m, a odstęp między szczeblami 0,35 do 0,4 m. Pomosty wykonuje się z blachy żeberkowej grubości 5 do 7 mm.

Głębokość rząpia szybu określają następujące parametry:

- wolna droga przejazdu,
- dopływ wody do szybu i pojemność zbiornika wody w rzapiu,
- inne względy konstrukcyjne.

Przepisy bezpiecznego prowadzenia kopalń wymagają, aby pod klatką stojącą w najniższym dolnym położeniu przy jeździe ludzi znajdowała się

Dopuszczalne minimalne odstępy między naczyniami

Rodzaj obudowy szybu	Rozmieszczenie i rodzaj zbrojenia	Oznaczenie odstępu
Drzewna	drewniane lub stalowe z przewodnikami po jednej lub po obu stronach	między naczyniami wydobywczymi a obudową
Betonowa Murowa	stalowe z przewodnikami po jednej lub po obu stronach	między naczyniami wydobywczymi a obudową
Betonowa Murowa	drewniane z przewodnikami po jednej lub po obu stronach	między naczyniami wydobywczymi a obudową
Drzewna Betonowa Murowa	między naczyniami wydobywczymi nie ma belki przewodniczej	między dwoma poruszającymi się naczyniami wydobywczymi
Drzewna Betonowa Murowa	belki stalowe i drewniane bez przewodników	między naczyniami wydobywczymi a belkami przedziałowymi
Drzewna Betonowa Murowa	przewodniki po obu stronach	między belkami przedziałowymi a częściami naczyń wydobywczych oddalonych od osi przewodnika do 750 mm
Drzewna Betonowa Murowa	przewodniki drewniane czołowe	między belką, do której umocowany jest przewódnik a klatką
Betonowa Murowa	przewodniki linowe	między obudową a klatką między poruszającymi się naczyniami

w szybie wolna droga długości równej co najmniej wolnej drodze przewidzianej dla przejechania klatki w wieży szybowej.

Wolna droga przejazdu w wieży wynosi co najmniej 3 m przy szybkości jazdy ludzi do 6 m/sek lub przy wysokości klatki nie przekraczającej dwóch pięter; przy szybkości jazdy ludzi powyżej 6 m/sek lub przy wysokości klatki przekraczającej dwa piętra droga wolna powinna wynosić co najmniej 10 m.

Odcinek rząpia stanowiący wolną drogę przejazdu nie może być zatapiany.

W wolnej drodze w rząpiu muszą być zabudowane sztywne przewodniki zgrubione lub zbliżone, wsparte końcami na dźwigarach oporowych. Przewodniki zbliżone muszą mieć ponadto oparcie od strony ociosu szybu (rys. 8).

W przypadku stosowania maszyny wyciągowej z kołem pędnym (system Koepe) hamowanie za pomocą zbliżonych lub zgrubionych przewodników musi zaczynać się w rząpiu wcześniej niż na wieży o około 2 do 3 m, tzn. droga hamowania musi zaczynać się wyżej, niż przy maszynie wyciągowej bębnowej.

Zbliżenie lub zgrubienie przewodników powinno wynosić 2% dla każdego przewodnika w stosunku do jego długości. Długość drogi, na której

wydobywczymi a belkami przedziałowymi i obudową szybu

Najmniejszy odstęp mm	Uwagi
$a = 200$	W przypadku zawężonego rozmieszczenia naczyń wydobyw- czych w szybie o uzbrojeniu drewnianym odstęp nie może być mniejszy niż 150 mm
$a = 150$	Przy czołowych prowadnikach. Przy prowadnikach bocznych odstęp taki można zastosować tylko wówczas, gdy wy- stające części naczyń są oddalone od osi prowadników nie więcej jak 0,1 m
$a = 200$	
$b = 200$	Przy sztywnych prowadnikach
$c = 150$	W przypadku szczególnie ściśniętego rozmieszczenia naczyń wydobywczych w szybie odstęp ten może wynosić naj- mniej 100 mm
$c = 40$	Gdy na zewnątrz naczyń wydobywczego znajdują się krążki wyładowcze, odstęp pomiędzy krążkami a belką należy zwiększyć o 25 mm
$d = 50$	
$200 + \frac{H}{2}$ $250 + \frac{H}{2}$ H — głębokość szybu, m	

prowadniki są zbliżone lub zgrubione nie może przekraczać 5 m, a po osiągnięciu maksymalnego zbliżenia lub zgrubienia dalszy bieg hamujących powierzchni prowadników powinien być równoległy.

Tablica 5

Maksymalne zużycie prowadników sztywnych

Obciążenie sta- tyczne obu pro- wadników przy jeździe ludzi kG	Zużycie prowadników, mm		
	drewnianych		stalowych z jednej strony
	na płasz- czyznach bocznych	na płasz- czyznach czołowych	
$1 \div 16\ 000$	10	10	8
$16\ 001 \div 30\ 000$	15	10	
$30\ 001 \div 60\ 000$	20	15	

Najniższa część rzepia szybu stanowi zbiornik dla pomieszczenia spływającej do szybu wody wraz ze szlamem kopalnianym, miałem węglowym, a niekiedy piaskiem z podsadzki płynnej. Głębokość tego odcinka projek-
tuje się w zależności od przepływu wód i przedostających się zanieczysz-

Wymiary i dopuszczalne obciążenie przewodników dębowych

Wymiary przewodników dębowych nowych			Najwyższe dopuszczalne obciążenia statyczne pary przewodników (po ich dopuszczalnym zużyciu) dla jazdy ludzi		
szerokość b mm	wysokość h mm	długość l mm	przy odstępach belek przedziałowych 2000 mm kG	2500 mm kG	3000 mm kG
$140 \begin{smallmatrix} +2 \\ -1 \end{smallmatrix}$	$130 \begin{smallmatrix} +2 \\ -1 \end{smallmatrix}$	4100 5100 6100	12 000 12 000	9 000	7 000
$150 \begin{smallmatrix} +2 \\ -1 \end{smallmatrix}$	$140 \begin{smallmatrix} +2 \\ -1 \end{smallmatrix}$	4100 5100 6100	16 000 16 000	12 000	9 000
$160 \begin{smallmatrix} +3 \\ -1 \end{smallmatrix}$	$150 \begin{smallmatrix} +2 \\ -1 \end{smallmatrix}$	4100 5100 6100	18 000 18 000	16 000	12 000
$180 \begin{smallmatrix} +3 \\ -1 \end{smallmatrix}$	$160 \begin{smallmatrix} +3 \\ -1 \end{smallmatrix}$	4100 5100 6100	22 000 22 000	19 000	16 000
$200 \begin{smallmatrix} +3 \\ -2 \end{smallmatrix}$	$170 \begin{smallmatrix} +3 \\ -1 \end{smallmatrix}$	4100 5100 6100	30 000 30 000	25 000	20 000
$220 \begin{smallmatrix} +3 \\ -2 \end{smallmatrix}$	$190 \begin{smallmatrix} +3 \\ -2 \end{smallmatrix}$	4100 5100 6100	33 000 35 000	30 000	27 000
$240 \begin{smallmatrix} +4 \\ -2 \end{smallmatrix}$	$200 \begin{smallmatrix} +3 \\ -2 \end{smallmatrix}$	4100 5100 6100	44 000 44 000	37 000	30 000
$240 \begin{smallmatrix} +4 \\ -2 \end{smallmatrix}$	$220 \begin{smallmatrix} +3 \\ -2 \end{smallmatrix}$	4100 5100 6100	52 000 52 000	46 000	40 000

Według normy PN-59/G-95005.

czeń oraz od przyjętego sposobu odwadniania i oczyszczania rząpia szybowego.

W przypadku stosowania wyciągów skipowych długość rząpia ulega zwiększeniu w celu pomieszczenia komory skipowej i urządzeń załadunkowych dla skipu.

Niekiedy zdarza się, iż szyb zostaje pogłębiony od razu do większej głębokości, przekraczającej głębokość potrzebną w pierwszym okresie eksploatacji. W tym przypadku stwarza się sztuczne rząpie przez oddzielenie pomostem potrzebnej części szybu od części czasowo nieużywanej.

Wielkość tarczy szybu zależna jest w dużej mierze od wymagań wen-

Dopuszczalne obciążenie przewodników sosnowych i modrzewiowych

Wymiary nowych przewodników sosnowych i modrzewiowych						Najwyższe dopuszczalne obciążenie statyczne pary przewodników (po ich dopuszczalnym zużyciu) dla jazdy ludzi	
szerokość b		wysokość h		długość l		przy odstępach belek przedziałowych	
mm		mm		mm		2000 mm kG	3000 mm kG
130	+ 2 — 1	120	+ 2 — 1	6100	+ 100 — 20	8 000	5 000
140	+ 2 — 1	130	+ 2 — 1			10 000	7 000
160	+ 3 — 1	150	+ 2 — 1			16 000	11 000
180	+ 3 — 1	160	+ 3 — 1			20 000	16 000
200	+ 3 — 2	170	+ 3 — 1	6100	+ 100 — 20	25 000	18 000
220	+ 3 — 2	190	+ 3 — 2			30 000	25 000
240	+ 4 — 2	200	+ 3 — 2			37 000	30 000
240	+ 4 — 2	220	+ 3 — 2			44 000	35 000

Według normy PN-59/G-95005.

tylacyjnych, jeżeli szyb pełni taką rolę. Wielkość tarczy F szybu zależna jest od stosunku całkowitej ilości powietrza przepływającej przez szyb do dopuszczalnej prędkości jego przepływu

$$F \geq \frac{Q}{v}$$

gdzie

 F — powierzchnia wolnego przekroju, m^2 , Q — ilość przepływającego szybem powietrza, m^3/sek , v — największa dopuszczalna prędkość prądu powietrza, m/sek .

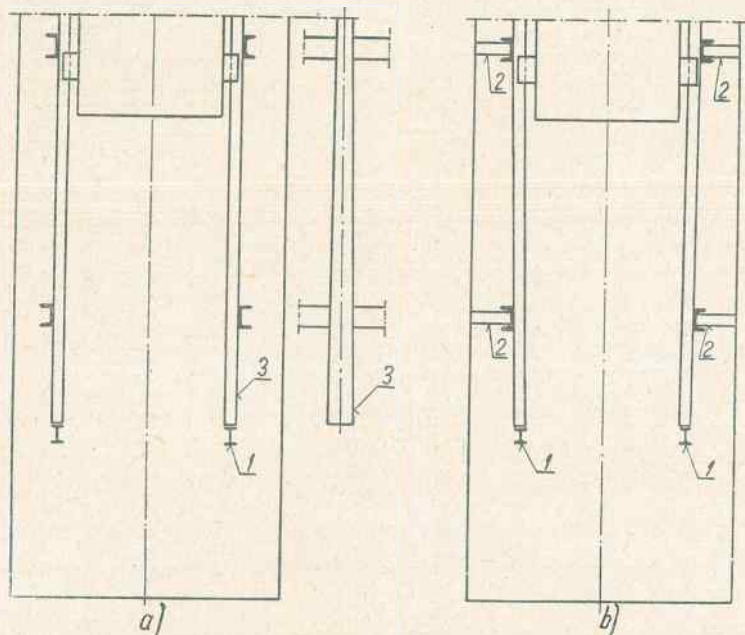
Górnice Przepisy bezpiecznego prowadzenia kopalń określają, że największa dopuszczalna prędkość przepływu powietrza nie może przekraczać:

- w szybach, szybikach (pionowych i pochyłych), m/sek 8
- w szybach, szybikach wydobywczych, w których nie odbywa się zjazd ludzi, m/sek 12
- w szybach wentylacyjnych nie mających urządzeń wyciągowych oraz w kanałach wentylatorów, m/sek 15

Na podstawie analizy przytoczonych parametrów dochodzi się do najkorzystniejszego rozmieszczenia w szybie urządzeń oraz w końcowym efekcie do ustalenia średnicy szybu w świetle.

Do chwili obecnej średnice szybów w polskim górnictwie nie zostały całkowicie ujednolicone. Najczęściej stosowanymi średnicami szybów są: 3,0, 3,5, 4,0, 4,5, 5,0, 5,2, 5,5, 6,0, 7,0, 7,2, 7,5 m.

W górnictwie węglowym średnice szybów w świetle określa norma RN-53/MG-52600. Ustalono typowe następujące średnice: 4000, 4500, 5000, 5500, 6000, 6700, 7200 i 7500 mm.



Rys. 8. Zakończenie ciągu przewodników w rzepiu szybu
a — przewodniki zgrubione, b — przewodniki zbliżone, 1 — dźwigary oporowe, 2 — oparcie przewodników zbliżonych, 3 — przewodniki zgrubione

W górnictwie rud żelaza za znormalizowane uważa się dwie średnice szybów: 3,5 m w świetle dla szybów pomocniczych i 5,0 m w świetle dla szybów wydobywczych.

Biuro studiów i projektów typowych górnictwa węglowego opracowało Katalog tarcz szybowych, w którym podano dla nowych kopalń węgla podstawowe powtarzalne tarcze szybów wydobywczych, tj. szybu głównego i pomocniczego. Za kryteria podziału i opracowania tarcz szybowych przyjęto:

- wielkość wydobycia 3000, 4000, 5000, 6000 i 8000 t/dobę netto przy czterech różnych głębokościach wydobywania od 600 do 1000 m; przyjęto przy tym, że przy wydobyciu do 6000 t kopalnie są jedno-poziomowe, a od 6000 do 8000 t wydobycia — dwupoziomowe; ustalono także wielkość tarcz szybowych dla wydobycia 1000 do 2500 t/dobę przy głębokości wydobywania 250 do 500 m;
- wielkość klatek i związana z nią wielkość wozów o pojemności 0,75, 1,0 i 2,5 t dla wydobycia od 1000 do 2500 t/dobę oraz wielkość wozów pojemności 2,5 t przy szerokości skrzyni 960 i 1100 mm według PN/G-46031/32 dla wydobycia od 3000 do 8000 t/dobę;

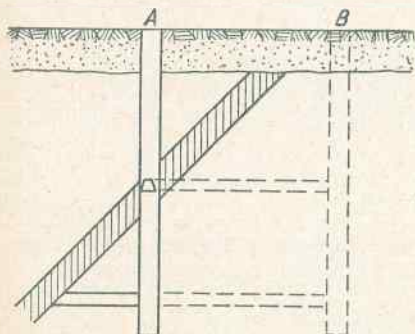
- wielkość skipów o ciężarze użytecznym 7,5, 10 i 15 t; zasadnicze parametry typowych tarcz szybowych o średnicach 5,0 i 5,2 m dla szybów jednowyciągowych klatkowych i skipowych oraz średnicy 7,2 m dla szybów dwuwyciągowych skipowych, klatkowych i klatkowo-skipowych (tabl. 8).

4. Lokalizacja szybu

Właściwa lokalizacja szybu jest jednym z podstawowych problemów przy projektowaniu nowej kopalni lub nowego poziomu wydobywczego. Wpływa ona zasadniczo na późniejszą użyteczność i efektywność eksploatacji szybu, prowadzenie wyrobisk udostępniających i przygotowawczych, koszty transportu oraz sposób i koszty budowy szybu, a niekiedy kopalni.

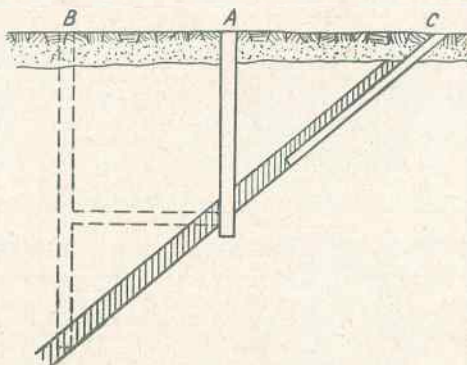
W zależności od umiejscowienia szybu w stosunku do zakładu górniczego (szybów głównych i zabudowań kopalni) rozróżnia się szyby:

- zlokalizowane peryferyjne, tj. poza właściwym zakładem górniczym, przeważnie na granicy obszaru lub pola górniczego,
- zlokalizowane centralne, tzn. w obrębie właściwego zakładu górniczego.



Rys. 9. Usytuowanie szybu względem złoża minerału użytecznego

A — usytuowanie korzystne, B — usytuowanie niekorzystne

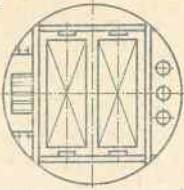
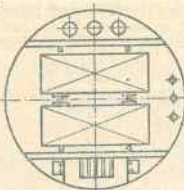
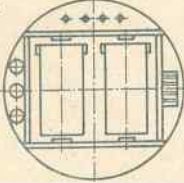
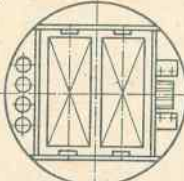
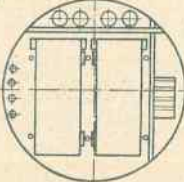
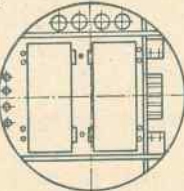


Rys. 10. Usytuowanie szybu z uwagi na przyspieszenie wydobywania

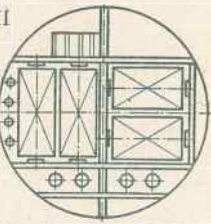
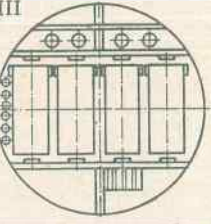
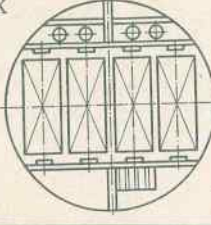
A — usytuowanie korzystne, B — usytuowanie niekorzystne, C — udostępnienie w najkrótszym czasie

Lokalizacja szybów centralnych jest szczególnie złożonym i trudnym zagadnieniem. Należy tu przeprowadzić analizę szeregu czynników, często sprzecznych ze sobą. Do najważniejszych czynników, które należy brać pod uwagę, zalicza się:

- łatwy dostęp do najniższej części złoża,
- możliwie najmniejszą ilość robót kamiennych,
- możliwie najmniejsze koszty przewozu urobku,
- osiągnięcie pełnego wydobywania w najkrótszym czasie,
- uzyskanie najmniejszych strat kopaliny użytecznej,
- najmniejsze koszty utrzymania wyrobisk,
- najkorzystniejsze położenie z uwagi na warunki powierzchniowe,
- najkorzystniejsze położenie z uwagi na stosunki hydrogeologiczne,
- możliwie najmniejsze koszty budowy szybu,
- czas głębienia szybów w stosunku do czasu budowy kopalni.

Tarcza szybu	Średnica w świetle	Rodzaj naczynia wydobywczego
I 	5,0	klatki o ciężarze użytecznym 1,5, 2, 2,5, 3, 4, 5 i 7,5 t dla wozów o pojemności 87 m ³ , o wymiarach: długość L 1520 mm, szerokość B 868 mm i wysokość W 844 mm dla wozów o pojemności 1,2 m ³ o wymiarach L/B/W = 1600/958/954 mm
II 	5,0	
III 	5,0	naczynia skipowe o ciężarze użytecznym 7,5, 10 i 15 t ewent. z pomostem do opuszczania jednego wozu L/B/W = 3400/960/1005 pojemność 5 m ³
IV 	5,0	klatki o ciężarze użytecznym 3, 7,5, 10 t, z jednym wozem na każdym piętrze o wymiarach L/B/W = 3400/960/1005 mm, pojemność 3 m ³ lub L/B/W = 3120/1100/1300 mm, pojemność 3 m ³
V 	5,2	naczynia skipowe o ciężarze użytecznym 7,5, 10 lub 15 t
VI 	5,2	klatki o ciężarze użytecznym 5, 7,5, 10 T

Głębokość stosowana	Przeznaczenie szybu	Podział tarczy i rodzaj uzbrojenia
do 500	stosunek powierzchni wolnej szybu do całkowitej = 0,77. ciągnięcie węgla i kamienia, przewóz załogi, opuszczanie materiałów, przewietrzanie 6900 do 10 400 m ³ /min. Ciągnięcie węgla 1200 do 3000 t brutto na dobę	przewodniki drewniane lub szynowe przedział klatkowy, rurowy, drabinowy i kablowy; uzbrojenie stalowe profilowe [22, 24, 26 i 28 w zależności od ciężaru klatki i głębokości szybu
	stosunek powierzchni wolnej do całkowitej = 0,82	przewodniki linowe
od 600 do 1000	ciągnięcie węgla 3600 do 6000 t, brutto na dobę, przewietrzanie 7250 do 10 900 cm ³ /min; stosunek powierzchni wolnej do całkowitej = 0,77	przedział skipowy, drabinowy rurowy, kablowy; przewodniki drewniane i szynowe, uzbrojenie, stal profilowa [30, 132, 134, 136 i 140, w zależności od ciężaru skipu i głębokości szybu
do 1000	ciągnięcie węgla 1800 do 3000 t brutto na dobę, kamienia, przewóz materiałów, drewna itp. przewóz ludzi, przewietrzanie 7250 do 10 900 m ³ /min, stosunek powierzchni wolnej do całkowitej = 0,77	przedział klatkowy, rurowy, drabinowy, kablowy; uzbrojenie — stal profilowa [26, 130, 134 w zależności od ciężaru klatki o głębokości szybu; przewodniki drewniane lub szynowe
500 do 1000	ciągnięcie węgla 3600 do 6000 t brutto na dobę, przewietrzanie 7250 do 10 900 m ³ /min; stosunek powierzchni wolnej do całkowitej = 0,82	przedział skipowy, rurowy, drabinowy; przewodniki linowe
do 1000	ciągnięcie węgla 1800 do 2400 t brutto na dobę, kamienia, przewóz materiałów, przewóz ludzi, przewietrzanie 7250 do 10 900 m ³ /min; stosunek powierzchni wolnej do całkowitej = 0,82	przedział klatkowy, drabinowy, rurowy, kablowy; przewodniki linowe

Tarcza szybu	Średnica w świetle	Rodzaj naczynia wydobywczego
VII 	7,2	skipy o ciężarze użytecznym 7,5 i 10 t, klatki o ciężarze użytecznym 5, 7,5 i 10 t z jednym wozem na piętrze o wymiarach $L/B/W = 3400/960/1005$ mm, pojemność 3 m^3
VIII 	7,2	cztery naczynia skipowe o ciężarze użytecznym 7,5 lub 10 t ewentualnie z pomostami do opuszczania jednego wozu o wymiarach $L/B/W = 3400/960/1005$ mm, pojemność 3 m^3
IX 	7,2	cztery naczynia klatkowe o ciężarze użytecznym 10 t, z jednym wozem na każdym piętrze o wymiarach $L/B/W = 3400/960/1100/1300$ mm, pojemność 3 m^3

Usytuowanie szybu w miejscu A, jak to pokazano na rys. 9, jest korzystniejsze pod względem dostępu do najniższej leżącej części złoza i najmniejszej ilości robót kamiennych, aniżeli usytuowanie szybu w punkcie B.

W długim okresie eksploatacji złoza koszt przewozu urobku wpływa kapitałnie na rentowność zakładu, a więc i efektywność inwestycji. Dla osiągnięcia najniższych kosztów przewozu na dole szyb należy założyć w takim miejscu, by ilość tonokilometrów potrzebnych dla przewiezienia pod ziemią wybieranej kopaliny użytecznej i skały płonnej była jak najmniejsza.

Osiągnięcie pełnego wydobywania w czasie możliwie najkrótszym będzie łatwe przez głębienie szybu pionowego w punkcie A, jak to pokazano na rys. 10. W czasie jeszcze krótszym można osiągnąć wydobywanie przez głębienie w punkcie C szybu pochyłego.

W obecnym okresie intensywnej rozbudowy kopalnictwa węglowego sprawa ta nabiera szczególnego znaczenia. Osiągnięcie pełnego wydobywania przy budowie nowych kopalń w czasie możliwie najkrótszym można uzyskać drogą tzw. grupowej budowy kopalń, sposobem łańcuchowym przez wykorzystanie szybów peryferyjnych albo też przez głębienie szybów z jednoczesnym prowadzeniem wyrobisk poziomych.

Grupowa budowa kopalń. Polega ona na wzajemnym powiązaniu przynajmniej dwu kopalń (ewentualnie dwu szybów) znajdujących się w bu-

Głębokość stosowana	Przeznaczenie szybu	Podział tarczy i rodzaj uzbrojenia
do 1000	ciągnięcie węgla 5600 do 6000 t brutto na dobę, kamienia, przewóz materiałów, przewóz ludzi, przewietrzanie 7250 do 10 900 m ³ /min, stosunek powierzchni wolnej szybu do całkowitej = 0,75	przedział klatkowy, skipowy, drabinowy, rurowy; zbrojenie — stal profilowa w zależności od ciężaru użytecznego i głębokości szybu I40/26, I50/32, I50/34, I55/38, I50/36 prowadniki drewniane 160/150, 180/160, 200/170 mm; prowadniki szynowe profilowe nr 8 (138/110)
do 1000	ciągnięcie węgla 7200 do 9600 t brutto na dobę, przewietrzanie 14 600 do 21 900 m ³ /min; stosunek powierzchni wolnej do powierzchni całkowitej = 0,75	przedział skipowy, drabinowy, zbrojenie — stal profilowa I40, I50, I55 zależnie od ciężaru użytecznego i głębienia szybu, prowadniki drewniane 180/160, 200/170 mm lub prowadniki stalowe profilowe nr 8 138/110
do 1000	ciągnięcie węgla 1800 do 2400 t brutto na dobę, przewóz ludzi, wyciąganie kamienia, przewóz materiałów, przewietrzanie 14 600 do 21 900 m ³ /min; stosunek powierzchni wolnej do powierzchni całkowitej = 0,75	przedział klatkowy, rurowy, drabinowy, zbrojenie — stal profilowa I40 I50, I55 zależnie od ciężaru użytecznego i głębokości szybu, prowadniki drewniane 180/170, 200/170 lub szynowe profilowe nr 8 138/110

dowie, zwiększeniu ilości punktów udostępniających (szybów i przecznice) złożu oraz rozpoczęciu wstępnej eksploatacji jeszcze przed wykonaniem wszystkich robót górniczych i budowlano-montażowych w zasadniczym zakładzie. Na rys. 11 przedstawiono ideowy szkic tego rodzaju budowy kopalń.

Równocześnie z budową zakładów zasadniczych (głębienie szybów głównych G_I i G_{II}) oraz pomocniczych (P_I i P_{II}) głębi się szyby wentylacyjne (W_I i W_{II}), peryferyjne w stosunku do zasadniczych zakładów. Zależnie od sposobu eksploatacji w zasadniczym zakładzie (jednoskrzydłowej lub dwuskrzydłowej) szyby te mogą być położone w jednym lub w obu skrzydłach zasadniczych zakładów.

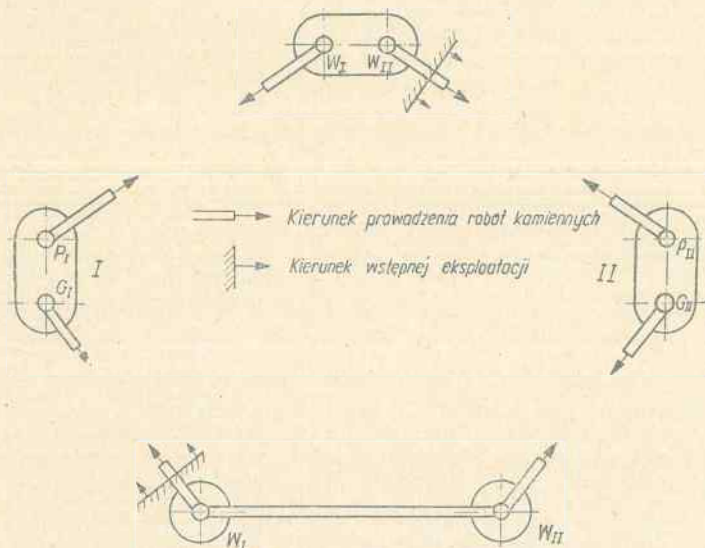
Położenie szybów wentylacyjnych może być bliźniacze lub też zlokalizowane oddzielnie, jak pokazano na rys. 11.

Szyby wentylacyjne głębi się w pierwszym etapie do pierwszego poziomu eksploatacyjnego kopalń. Pożądane jest, by głębienie tych szybów wyprzedzało głębienie szybów głównych i aby dla ich głębienia były zainstalowane maszyny wyciągowe i wieże, umożliwiające prowadzenie poziomych wyrobisk górniczych i wstępnej eksploatacji.

Po zgłębieniu szybów wentylacyjnych do pierwszego poziomu przystępuje się do prowadzenia wyrobisk poziomych. Jako pierwszą z tych robót należy wykonać połączenie obu szybów wentylacyjnych, w celu osiągnięcia przewietrzania dalszych robót. Następnie należy wykonywać nitkowe

roboty w kamieniu w kierunku zakładów zasadniczych. Po przejściu tymi robotami na dostateczną odległość można przystąpić do prowadzenia wyrobisk korytarzowych w pokładzie i następnie rozpocząć wstępną eksploatację z ogólnym kierunkiem posuwania się frontu na zakład zasadniczy.

Po zgłębieniu szybu pomocniczego w zakładzie zasadniczym należy, po otrzymaniu z szybem głównym połączenia i ustaleniu wentylacji, prowadzić wyrobiska kamienne w kierunku na zbiegu się z wyrobiskami



Rys. 11. Usytuowanie szybów przy grupowej budowie kopalń
I, II — zakłady zasadnicze, G_I — szyb główny zakładu I, G_{II} — szyb główny zakładu II, P_I — szyb pomocniczy zakładu I, P_{II} — szyb pomocniczy zakładu II, W_I — szyb wentylacyjny zakładu I, W_{II} — szyb wentylacyjny zakładu II

korytarzowymi prowadzonymi z szybu wentylacyjnego. Równocześnie należy z tego szybu prowadzić roboty w podszybiach, obiegach wozów, komorach skipowych itd. Na powierzchni należy prowadzić budowę wieży i urządzeń wyciągowych dla szybu głównego. Po ukończeniu głębinienia szybu głównego budowę urządzeń na powierzchni kopalni powinno się uintensywnić.

Po zbiegu się robót kamiennych prowadzonych z obydwu kierunków, po należytych przygotowaniach w zasadniczym zakładzie dróg przewozowych, urządzeń wydobywczych i innych urządzeń przemysłowych należy prowadzoną z szybu wentylacyjnego eksploatację przerzucić do zakładu zasadniczego. Kierunek frontu wybierania będzie prawidłowy, gdyż przesuwac się będzie od granic do szybu.

Sposób ten wymaga równoczesnego głębinienia większej liczby szybów, a zatem większych nakładów pieniężnych. Jednakże głębinienie większej liczby szybów dla nowo budujących się kopalń węgla koksowniczego, np. w okręgu rybnickim, podyktowane jest względami dużej gazowości, a więc i tak musi być wykonane.

Przejęcie wydobywania na pewien okres przez szyby wentylacyjne wymaga pobudowania prowizorycznych urządzeń transportowych i załadunkowych dla węgla i kamienia, jak również pomieszczeń dla kilkusetosobo-

wej załogi. Jednakże koszt tych urządzeń nie jest duży, jeżeli weźmie się pod uwagę możliwość wykorzystania urządzeń, służących do głębienia szybów (np. sprężarki, łaźnia, pomieszczenia administracyjne i magazyny).

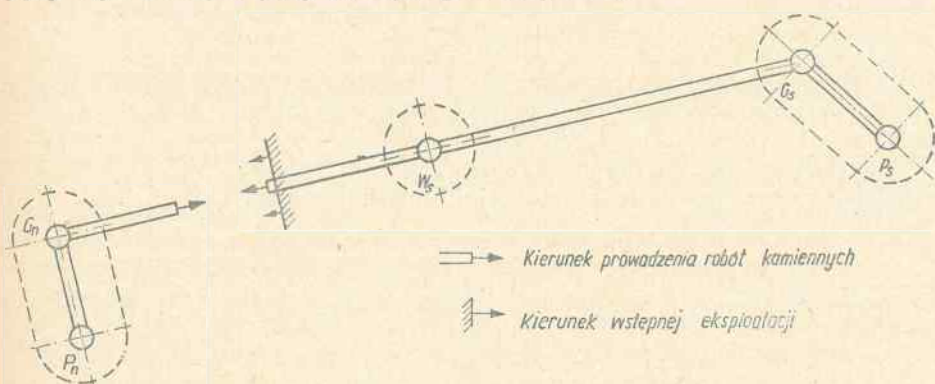
Sposób ten umożliwia skrócenie czasu prowadzenia robót poziomych w kamieniu o połowę oraz zapewnia przygotowanie przez wstępną eksploatację szerokiego frontu wybierania dla zasadniczego zakładu.

Niezależnie od powyższego umożliwia on skompletowanie w okresie wstępnej eksploatacji załogi i urządzeń tak, że z chwilą podjęcia eksploatacji przez zasadniczy zakład możliwe będzie osiągnięcie od razu znacznego wydobywania.

Ten sposób budowy kopalni umożliwia uzyskanie pełnego wydobywania przynajmniej 2 lata wcześniej niż dotychczas.

W opisany sposób zaprojektowano, jako jednoskrzydłową, budowę kopalni Jastrzębie i Moszczenica.

Budowa kopalń przy wykorzystaniu szybów peryferyjnych (sposób łańcuchowy). Sposób ten może być zastosowany w przypadku budowy nowej kopalni w sąsiedztwie starej kopalni na nowo zbadanym obszarze lub wydzielonym z dużego obszaru górniczego starej kopalni. Sposób ten możliwy jest do zastosowania, jeżeli w pobliżu nowej kopalni znajduje się peryferyjny szyb wentylacyjny starej kopalni (rys. 12).



Rys. 12. Usytuowanie szybów przy łańcuchowej budowie kopalni

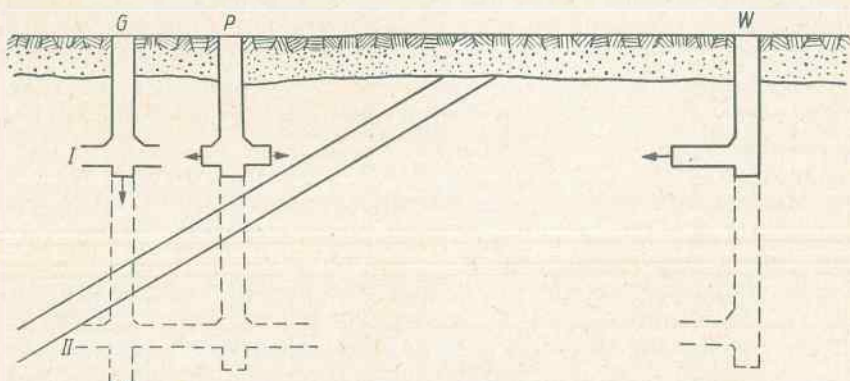
W_s — szyb wentylacyjny starej kopalni, G_s — szyb główny starej kopalni, P_s — szyb pomocniczy starej kopalni. G_n — szyb główny kopalni nowej, P_n — szyb pomocniczy nowej kopalni

W tym przypadku równocześnie z głębieniem szybów głównego i pomocniczego nowej kopalni należy istniejący szyb peryferyjny W_s starej kopalni dostosować do ciągnięcia węgla i kamienia. Następnie należy z szybu wentylacyjnego poprowadzić przecznice w kierunku szybu głównego nowej kopalni. Po dostatecznym posunięciu tej roboty można rozpocząć roboty przygotowawcze w złożu i ewentualnie wstępną eksploatację.

Po zбиciu się robót kamiennych prowadzonych z szybu wentylacyjnego z robotami prowadzonymi z szybu głównego nowej kopalni i dostatecznej rozbudowie urządzeń na powierzchni, wydobywanie z szybu wentylacyjnego przerzuca się do nowej kopalni.

Ten tzw. łańcuchowy sposób budowy kopalni umożliwia skrócenie prawie o połowę czasu prowadzenia wyrobisk poziomych i umożliwia w nowej kopalni osiągnięcie w ciągu krótkiego czasu znacznego wydobywania.

Dwupoziomowa budowa kopalń. Niezależnie od możliwości przyspieszania budowy kopalń przez wykorzystanie szybów sąsiednich, istnieje przy dwupoziomowych kopalniach możliwość uzyskania większej koncentracji robót, tj. głębenia szybów z jednoczesnym prowadzeniem wyrobisk poziomych.

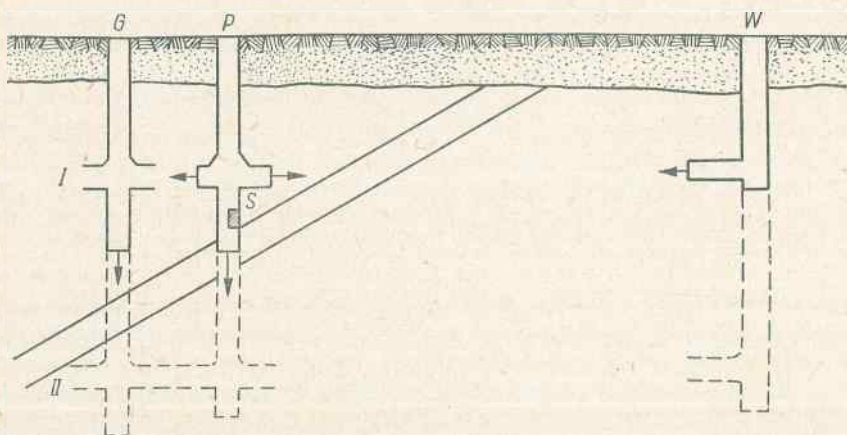


Rys. 13. Schemat przyspieszenia budowy kopalni przy zatrzymaniu głębenia szybu pomocniczego

G — szyb główny, P — szyb pomocniczy, W — szyb wentylacyjny, I — pierwszy poziom, II — drugi poziom

Sposób ten stosować można w większości budowanych kopalń węgla, w których uzyskanie pełnego wydobycia projektowane jest z dwu poziomów.

W zależności od lokalizacji szybów głównych może istnieć kilka sposobów prowadzenia dwupoziomowej budowy kopalni.



Rys. 14. Schemat sposobu przyspieszenia budowy kopalni bez zatrzymania głębenia szybu pomocniczego

S — sztuczny rzep i półka skalna, inne oznaczenia jak na rys. 13

Zasadniczą ideą tego sposobu jest rozbudowa w możliwie najkrótszym czasie górnego poziomu eksploatacyjnego i uzyskanie z niego wydobycia.

Efekt ten można uzyskać przez wzajemne skoordynowanie głębenia szybów i prowadzenia przekopów.

Dwa rozwiązania przedstawiono na rys. 13 i 14. Na rys. 13 przedsta-

wiony jest sposób prowadzenia budowy pierwszego poziomu eksploatacyjnego przy czasowym zastawieniu głębenia szybu pomocniczego.

Kolejność prowadzenia poszczególnych robót jest w tym przypadku następująca: Z chwilą pogłębienia szybu pomocniczego *P* do poziomu *I* następuje przerwa w głębeniu szybu. Urządzenia służące do głębenia szybu przystosowuje się do robót poziomych i rozpoczyna się prowadzenie poziomych robót górniczych w poziomie *I*. W tym przypadku dla robót poziomych wykorzystane mogą być nawet oba wyciągi zainstalowane w szybie pomocniczym. Podobnie postępuje się przy głębeniu szybu wentylacyjnego *W*, położonego na peryferiach kopalni.

Z chwilą zgłębienia tego szybu do poziomu *I* następuje przerwa w głębeniu i po przystosowaniu urządzeń wyciągowych rozpoczyna się prowadzenie robót poziomych na zbieżności z robotami prowadzonymi od strony szybu pomocniczego.

W tym czasie prowadzi się głębienie szybu głównego *G* do poziomu *II*. Z chwilą jego ukończenia szyb główny przystosowuje się do wydobywania, które może być podjęte po wykonaniu niezbędnych prac w poziomie *I*.

Po wykonaniu w poziomie *I* robót przygotowawczych prowadzonych z szybu pomocniczego i wentylacyjnego można podjąć dalsze głębienie tych szybów do poziomu *II*, a następnie prowadzenie z nich udostępniających i przygotowawczych robót w poziomie *II*.

Zaletą tego sposobu przyspieszenia budowy kopalni jest to, iż głębienie szybów i prowadzenie udostępniających i przygotowawczych robót oraz eksploatacja nie przeszkadzają sobie wzajemnie. Wadą — konieczność ponownego organizowania głębenia szybów do poziomu *II*. Sposób ten zastosowano przy budowie kopalni Szczygłowice.

Na rys. 14 pokazano sposób, w którym w przeciwieństwie do wyżej opisanego nie przerywa się głębenia szybu pomocniczego do poziomu *II*, lecz tylko jeden z wyciągów służących do głębenia przystosowuje się do prowadzenia robót korytarzowych na poziomie *I*, za pomocą zaś drugiego wyciągu, szyb głębi się dalej do poziomu *II*.

Dla ochrony przodku głębieńszy szybu pod poziomem *I* wykonuje się pod wyciągiem przystosowanym do robót poziomych pomost zabezpieczający dolną część szybu oraz tymczasowe (sztuczne) rzapie dla gromadzenia wody.

Sposób ten eliminuje wprawdzie przerwę w głębeniu szybu, jednakże stwarza duże utrudnienia przy głębeniu szybu, w szczególności w kopalniach gazowych, gdzie też nie może być zalecany.

Najmniejsze straty złoże użytecznego z uwagi na pozostawiony wokół szybu filar ochronny uzyskuje się wtedy, gdy szyb przebija pokład możliwie płytko.

W przypadku zlokalizowania szybu na wychodniach złoże lub poza nim filar ochronny odpada.

Niekiedy korzystne jest lokalizowanie szybu w dużej szczelinie uskokuwej lub w miejscu wymycia złoże. Wtedy również straty substancji użytecznej są znikome. Jednak lokalizowanie szybu w miejscu zaburzeń geologicznych może okazać się niekorzystne dla głębenia szybu i jego obudowy z uwagi na trudne warunki hydrogeologiczne.

Uzyskanie najmniejszych kosztów utrzymania wyrobisk poziomych jest możliwe, jeżeli szyb będzie zlokalizowany pośrodku pola górniczego.

Warunki powierzchniowe niejednokrotnie w wybitny sposób wpływają na lokalizację szybów, w szczególności szybów centralnych, znajdujących się na terenie zakładu górniczego. Trzeba tu bowiem mieć na uwadze ko-

nieczność dysponowania odpowiednią powierzchnią dla rozlokowania zabudowań kopalni, podłączenie z linią kolejową oraz siecią dróg kołowych, lokalizację osiedli mieszkaniowych, ukształtowanie terenu itp.

Stosunki hydrogeologiczne w miejscu projektowanego szybu wpływają w zasadniczy sposób na wybór metody głębenia szybu oraz koszt i czas jego głębenia.

Należy dążyć do unikania lokalizacji szybu w miejscach występowania warstw kurzawkowych, zawodnionych piasków i żwirów oraz skał szczelinowatych, jak również zawodnionych szczelin uskokowych.

Unikać też należy lokalizacji szybów w miejscach, gdzie występują stare zroby kopalniane, jak również w miejscach zalewanych okresowo wodą.

Praktyka wykazała, iż niejednokrotnie korzystniejsze jest zlokalizowanie szybu w większej odległości i prowadzenie dłuższych poziomych wyrobisk udostępniających, aniżeli głębenie szybu w ciężkich warunkach hydrogeologicznych.

5. Podział metod głębenia szybów

Wykonywanie nowego szybu z powierzchni ziemi do pewnego poziomu nazywa się gębieniem lub przebijaniem szybu.

Wykonywanie nowego odcinka istniejącego już szybu nazywa się pogębieniem szybu.

Z uwagi na usytuowanie urządzeń do głębenia wyróżnia się szyby gębione z powierzchni ziemi oraz szyby gębione z poziomu.

Ze względu na stosowane przy gębieniu szybów środki techniczne rozróżnia się:

1. głębenie metodą zwykłą,
2. głębenie metodami specjalnymi.

Do *specjalnych metod głębenia szybów* zalicza się te metody, przy których przed przystąpieniem do bezpośredniego urabiania skał wykonuje się różnego rodzaju zabiegi, umożliwiające urabianie skały oraz wykonanie obudowy ostatecznej szybu.

Jeżeli taka konieczność nie zachodzi, to głębenie szybu wykonuje się *metodą zwykłą*.

W pracy tej omówiono głębenie szybów metodą zwykłą.

Dla ujęcia całości zagadnienia omówione jednak zostaną te prace przygotowawcze, które są wspólne dla różnych metod głębenia.

Zaznaczyć należy, że szyb może być gębiony początkowo metodą specjalną, a po zgębieniu do pewnego poziomu dalsze głębenie może się odbywać metodą zwykłą. Niekiedy porządek zastosowania metod głębenia może być odwrotny.

Dla ustalenia, którą z metod należy zastosować do głębenia szybu, wykonuje się wiercenie badawcze i przeprowadza się badania geologiczno-inżynierskie.

ROZDZIAŁ II PRACE GEOLOGICZNO-BADAWCZE

1. Wstęp

Przed przystąpieniem do projektowania głębienia szybu należy wykonać dokładne rozpoznanie geologiczno-inżynierskie górotworu, w którym ma być głębiony szyb.

Zakres stosowanych badań zależy od stopnia rozeznania pod względem hydrogeologicznym terenu. W terenach nowych, dziewiczych wymagane są bardziej dokładne badania aniżeli w terenach, gdzie w pobliżu projektowanego szybu głębiono już poprzednio szyby.

Dla potrzeb projektowania głębienia szybu nie wystarczają zwykłe dane hydrogeologiczne, zebrane przy rozpoznaniu zasobów złoża; wymagane jest przeprowadzenie dodatkowych badań hydrogeologicznych.

Na badania hydrogeologiczne, potrzebne dla zaprojektowania właściwej metody głębienia szybu, składają się najczęściej: jedno lub kilka wierceń badawczych, analiza stosunków hydrogeologicznych w sąsiednich szymbach i otworach wiertniczych oraz badania geotechniczne.

Rozeznanie geologiczne w miejscu głębienia szybu nie może być jednostronne. Musi ono dać pełną ocenę zarówno hydrogeologicznych, jak i geomechanicznych własności skał. Pominięcie niektórych parametrów lub niewłaściwa ich ocena może doprowadzić do wyboru nieodpowiedniej metody głębienia szybu. Tak na przykład, określenie warunków hydrogeologicznych w utworach pylastych bez właściwej oceny własności geomechanicznych tych skał może doprowadzić do przyjęcia przez projektanta zwykłej metody głębienia szybu, uwarunkowanej niewielkim dopływem wody. Będzie to jednak mylna decyzja, gdyż w utworach pylastych nawet z niewielkim dopływem wody głębienie szybu zwykłą metodą nie jest możliwe. Również wybór metody głębienia szybu w zawodnionych skałach pylastych metodą cementacji lub studni depresyjnych byłby niewłaściwy.

Pełne rozeznanie hydrogeologiczne i geomechaniczne powinny dać ocenę następujących parametrów:
pod względem *hydrogeologicznym*:

- charakter litologiczny warstw skalnych,
- ilość warstw wodonośnych,
- głębokość występowania poszczególnych horyzontów wodonośnych i miąższość warstw wodonośnych,
- ciśnienie hydrostatyczne i hydrodynamiczne w poszczególnych warstwach wodonośnych,
- współczynniki filtracji dla poszczególnych warstw,
- określenie spodziewanego przypływu wody do szybu z poszczególnych warstw wodonośnych,

- chemizm wód w poszczególnych warstwach i ich temperatura,
- charakter przyływu wód (szczelinowy, warstwowy),
- występowanie skał gazonośnych;

pod względem *geomechanicznym*:

- opis warstw z punktu widzenia geomechanicznego z podaniem ziarnowości,
- kąty tarcia wewnętrznego dla poszczególnych skał,
- wskaźniki zwięzłości dla poszczególnych warstw skalnych,
- ciężar objętościowy,
- szczelinowatość skał i ich porowatość,
- nachylenie warstw skalnych,
- określenie warstw skał pęczniejących i rozmakających (lasujących się),
- struktura skał z uwagi na zaburzenia geologiczne,
- konsystencja i plastyczność,
- wytrzymałość na ściskanie i ścinanie.

Otwór badawczy pod szyb lokalizuje się zwykle w odległości 10 do 30 m od osi projektowanego szybu.

Lokalizacji otworu wewnątrz tarczy szybu unika się z uwagi na możliwość zawodnienia w czasie wiercenia otworu suchych skał przez źle zamkniętą wodę, przedostającą się ze skał wodonośnych. Powoduje to często komplikacje podczas głębienia szybu, a niekiedy uniemożliwia dalsze jego głębienie, nie zezwalając na wykonanie obudowy wbijanej lub założenie buta obudowy opuszczanej.

Przed założeniem otworu badawczego pod szyb należy poprzednio zaznajomić się z warunkami geologicznymi terenu w ogólności, jak i z ukształtowaniem geologicznym najbliższej okolicy. Pozwoli to na właściwe ustalenie sposobu wiercenia otworu, doboru jego średnicy, sposobu zarzucania, oraz zamykania wód.

2. Przegląd stosunków hydrogeologicznych w polskich okręgach górniczych pod kątem widzenia wyboru metody głębienia szybów

W celu lepszego zobrazowania warunków głębienia szybów w Polsce, niżej podano krótką charakterystykę hydrogeologiczną najważniejszych okręgów górniczych naszych Zagłębi.

Górnośląskie Zagłębie Węglowe

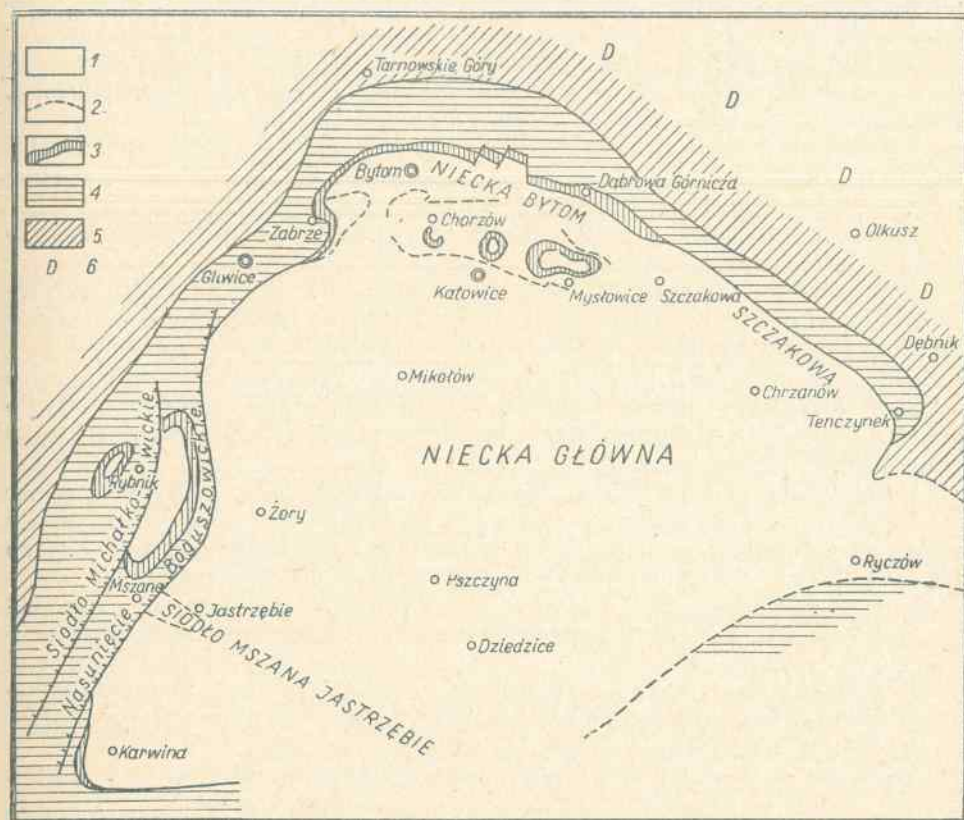
Wydobycie węgla kamiennego w Polsce otrzymywane jest w ogromnej większości z Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. W zagłębiu tym zlokalizowano większość czynnych kopalń węgla kamiennego, obecnie zaś nowo budowane kopalnie węgla znajdują się wyłącznie w tym Zagłębiu.

Zagłębie ma kształt trójkąta, którego brzegi zbadane przez dotychczasowe wiercenia znajdują się na terenach Polski, idąc od północy w okolicach Tarnowskich Gór, Gołonoga, Krzeszowic, Zatoru, Oświęcimia, a dalej po stronie zachodniej w okolicach Radzionkowa (rys. 15), Gliwic i Rybnika, zaś po stronie czeskiej w okolicach Karwiny i Morawskiej Ostrawy.

Zagłębie stanowi nieckę otwartą ku południowemu-wschodowi z osią wydłużoną zgodnie z biegiem Sudetów. Znaczne masy nadkładu nie zezwa-

lają na definitywne ustalenie granic Zagłębia, szczególnie od południa, gdzie karbon produktywny przykryty jest grubą serią utworów kredowych i trzeciorzędowych, przesuniętych z południa na obszar Zagłębia.

Ogólna miąższość karbonu produktywnego wynosi w zachodniej części Zagłębia około 6000 m, w kierunku wschodnim natomiast zmniejsza się stopniowo do około 2400 m, przy czym redukcji ulegają dolne partie.



Rys. 15. Szkic tektoniczny Górnośląskiego zagłębia węglowego (utwory młodsze od karbonu usunięto) wg S. Czarnockiego

1 — grupa łękowa, 2 — przebieg grupy siodłowej na poziomie O, 3 — grupa siodłowa, 4 — grupa brzeżna, 5 — kulm lub wapień muszlowy, 6 — dewon

Pokłady węgla występują na ogół naprzemianległe z warstwami łupków i piaskowców. Zaleganie warstw w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym wyróżnia się dużym urozmaicheniem. W szczególności wyróżnić należy *sfałdowania* i *uskok*i. Zaburzenia powyższe związane są z ruchami górotwórczymi Sudetów i Gór Świętokrzyskich. W związku z wywieraniem nacisku z zachodu od strony Sudetów na serie produktywnie karbonu powstały fałdy o biegu SWS-NEN. Nacisk z północnego wschodu od strony Gór Świętokrzyskich doprowadził do wytworzenia fałdów o kierunku WNW-ESE.

Kierunki tych dwóch zasadniczych linii sfałdowań w zagłębiu są zatem do siebie prostopadłe.

Sfałdowania w kierunku SWS-NEN odgrywają zasadniczą rolę w zachodniej części zagłębia, przylegającej do Sudetów, podrzędną zaś we

wschodnich jego częściach. Na odwrót — sfałdowania o kierunku WNW-ESE odgrywają podrzędną rolę w zachodniej części zagłębia.

Spośród pierwszych sfałdowań wyróżniają się: zachodni fałd michałkowicki i wschodni orłowski.

Najwyraźniej zaznaczają się one w obszarze ostrawsko-karwińskim i dalej w kierunku północnym w okolicy Rybnika. Fałdy te dzielą zachodnią część zagłębia na tzw. niecki. Na zachód od fałdu michałkowickiego leży od strony południowej niecka ostrawska, bardziej zaś na północ w okolicy Rybnika — niecka rybnicka. Pomiedzy fałdem michałkowickim a orłowskim rozciąga się w południowej części zagłębia niecka Poręby, na północy zaś niecka chwałowicka.

Sfałdowania o kierunku WNW-ESE odgrywają w zachodniej części zagłębia podrzędną rolę, przecinając zasadnicze fałdy, np. dzielą nieckę ostrawską od rybnickiej lub nieckę Poręby od chwałowickiej.

Spośród sfałdowań drugorzędnych wyróżnia się w szczególności wypiętrzenie Mszana-Jastrzębie.

We wschodniej części zagłębia, gdzie sfałdowania o kierunku WNW-ESE odgrywają dominującą rolę, wyróżnić można następujące zasadnicze fałdy: synklinę malinowicką w północnej części obszaru dąbrowskiego, antyklinę gródkowską, nieckę bytomską, tzw. siodło główne i bardzo rozległą środkową nieckę zagłębia, opierającą się na północy o siodło główne, która na południu ukazuje się w pobliżu kopalni Silesia oraz Brzeszcze.

Prostopadłe sfałdowania z kierunkiem SWS-NEN, odgrywające we wschodnim obszarze zagłębia podrzędną rolę, wprowadzają jednak pewne zmiany w strukturze zasadniczych fałdów, w szczególności zaś na liniach przecięcia tych dwóch kierunków. Szczególnie zaznacza się to w siodle głównym, gdzie przecięcia fałdów tworzą następujące kopuły, idąc od zachodu: kopuła Zabrze, kopuła Chorzowa, kopuła Szopienic, kopuła Sosnowca.

W niecce bytomskiej w jej zachodniej części obserwuje się szczególnie silne wpływy zasadniczych kierunków sfałdowań, co powoduje, że przechodzi ona w postaci łuku z jednego kierunku na drugi.

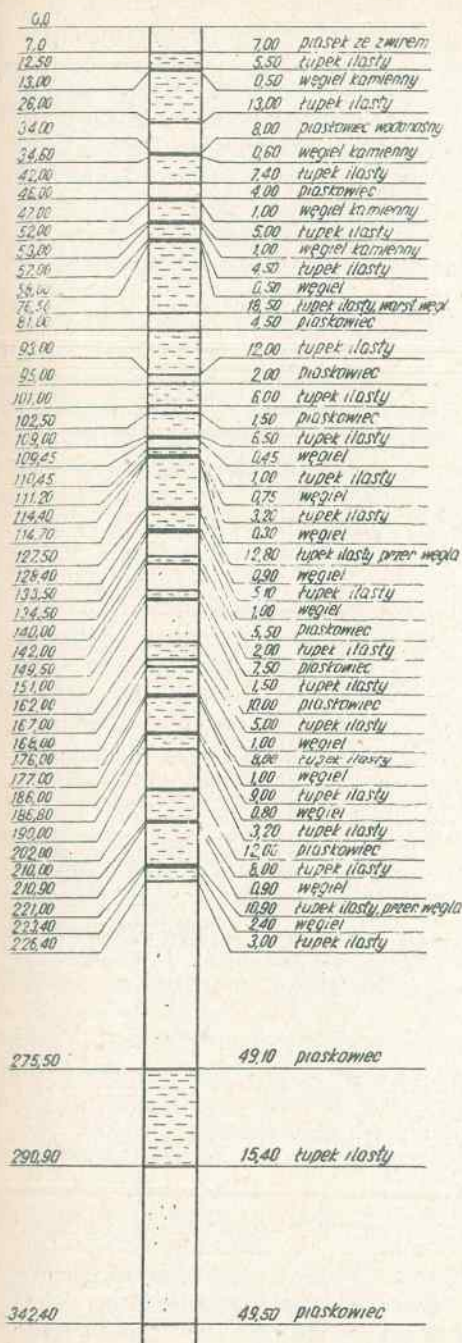
Na wschodzie zagłębia niecka bytomska przechodzi w nieckę wilkowską z kierunkiem NW-SE, obejmującą obszar Szczakowej, Trzebini. W pobliżu Krzeszowic niecka zostaje przecięta rowem tektonicznym, przechodzącym ku zachodowi w nieckę chrzanowską i z kolei w nieckę środkową.

Obok sfałdowań drugim zasadniczym zaburzeniem są uskoki. Przebieg uskoku zbliżony jest do równoleżnikowego. W obrębie niecki środkowej uskoki wykazują specjalnie dużą amplitudę, np. uskoki na południe od Orzesza, uskoki Kłodnicy i inne.

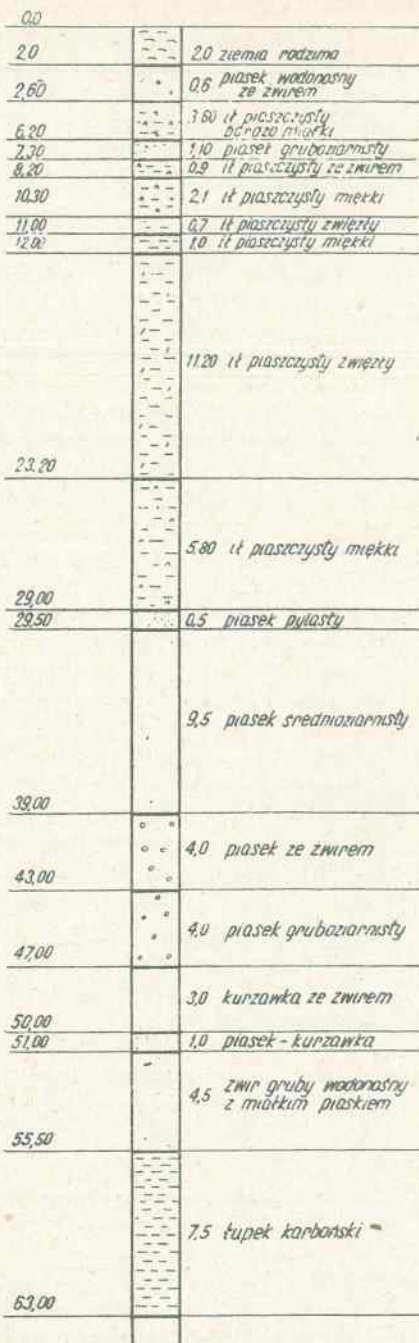
Charakterystyka skał nadkładu i stosunków hydrogeologicznych. Pod względem charakterystyki skał nadkładowych Górnośląskie Zagłębie Węglowe może być podzielone na trzy części.

— *Część północną zagłębia*, obejmującą znaczne obszary, w których karbon wychodzi bezpośrednio na powierzchnię (rys. 16) lub też znajduje się pod utworami czwartorzędowymi (rys. 17). W kierunku południowo-wschodnim tej części zagłębia utwory karbonu przykryte są utworami permскими, triasowymi, a bardziej jeszcze na południowy wschód utworami jurajskimi i rzadziej kredowymi.

Za południową granicę tej części zagłębia można przyjąć kierunek Gliwice, Orzesze, Stary Bieruń, a następnie lewy brzeg Wisły.



Rys. 16. Typowy przekrój geologiczny przez północną część Górnośląskiego zagłębia węglowego (karbon wychodzi na powierzchnię)



Rys. 17. Typowy przekrój geologiczny przez północną część Górnośląskiego zagłębia węglowego (karbon przykryty utworami czwartorzędowymi)

Istniejący w tej części zagłębia nadkład nie przekracza 100 do 200 m. Z tej też głównie przyczyny rozwinięte zostało w tej części zagłębia kopalnictwo węglowe. Warunki hydrogeologiczne jednak w nadkładzie tej części zagłębia nie sprzyjają głębinu szybów.

Należy zaznaczyć, że budowa kopalń w poprzednich okresach objęła przede wszystkim obszary najwyższego wypiętrzenia karbonu i liczne kopuły tej części zagłębia. Szyby głębione były bezpośrednio w karbonie lub przy niewielkiej miąższości nadkładu w pomyślnych warunkach hydrogeologicznych.

Obecnie na obszarach depresji opisanych niecek węglowych i w obszarach brzeżnych zagłębia szyby głębi się w dużo trudniejszych warunkach hydrogeologicznych.

Występujące w tej części zagłębia utwory czwartorzędowe składają się z warstw gliny, piasków, żwirów i ilów. Zawierają one zawsze wody zaskórne, jednakże o niezbyt wielkim dopływie. Są to najczęściej utwory typu zwałowego, z tego powodu nie tworzą ciągłego układu warstw. Miąższość utworów czwartorzędowych waha się w granicach od 0,0 do 50,0 m. W stronę południowego wschodu miąższość ich zwiększa się. W części wschodniej tego obszaru przeważają piaski, w zachodniej zaś gliny. Utwory te wypełniają też najczęściej łóżyska dawnych i obecnych rzek. Z uwagi na nieciągły charakter zalegania utworów czwartorzędowych nie ma jednolitych horyzontów wodnych. Występowanie wód ma raczej charakter zbiornikowy.

Na rozwinięte w tym obszarze utwory mezozoiczne, w szczególności zaś utwory triasowe (rys. 18) składają się:

- warstwy dolomitów kruszonośnych,
- warstwy wapieni płytowych dolnego wapienia muszlowego,
- warstwy margli, dolomitów i łupków górnego pstrego piaskowca,
- warstwy ilów czerwonych, piasków i piaskowca epoki dolnego pstrego piaskowca.

Utwory wapienia muszlowego charakteryzują się występowaniem grubych pokładów wapienia (kilkudziesięciu metrów), niekiedy zdolomityzowanego, przewarstwionych cienkimi pokładami glin i ilów plastycznych o niejednolitej rozciągłości. W utworach tych w rejonie niecki bytomskiej zlokalizowane są nieregularne złoża rud cynkowo-ołowianych, stanowiących przedmiot eksploatacji na długo przed eksploatacją niżej położonych pokładów węgla.

W wapieniach występują zjawiska krasowe. Szczeliny i pieczary pośród wapieni wypełnione są wodą. Dopływy wody do szybów głębinowych w tych utworach w depresjach niecek osiągały do kilku m³/min.

Utwory pstrego piaskowca tej części zagłębia charakteryzują się kilkubądź kilkunastometrowymi pokładami piasków, ilowców, łupków ilastych i słabych piaskowców. Wskutek zaburzeń tektonicznych, utwory te są połączone bardzo często z głównymi zbiornikami wodnymi wapienia muszlowego. Powoduje to w czasie głębinienia szybów upłynnienie piasków i słabych piaskowców. Z tego powodu powstaje często konieczność posługiwania się na tych obszarach specjalnymi metodami głębinienia szybów, spośród których najczęściej obecnie stosowaną metodą jest zamrażanie nawet całego nadkładu. Niekiedy przy słabych ciśnieniach horyzontów wodnych można uciekać się do metody cementowania skał w wodonośnych wapieniach lub do metody obudowy wbijanej i opuszczanej w utworach pstrego piaskowca.

W obszarze zalegania utworów triasowych występują dwa zasadnicze

horyzonty wodne: górny w warstwach dolomitów i wapieni oraz dolny w warstwach piaskowców i pstręgo piaskowca.

Górny horyzont wód charakteryzuje się występowaniem wód typu szczelinowego, o swobodnym zwierciadle. Niejednokrotnie są to bardzo zasobne zbiorniki wodne, kontaktujące się przez szczeliny z łożyskami rzek i potoków (rzeka Brynica).

Z uwagi na zmienną szczelinowatość stosunki wodne na niewielkim nawet obszarze mogą być różne, toteż wyniki badań zebrane z otworu badawczego powinny być skonfrontowane z rozeznaniem hydrogeologicznym sąsiednich otworów i szybów.

Mięszczość warstw omawianego poziomu wodnego dochodzi w osi niecki bytomskiej do około 180 m.

Eksploatacja rud cynku powoduje powstawanie leja depresyjnego w obszarze wpływów eksploatacji, wskutek czego poziom zwierciadła wód obniża się nawet do 30 m od powierzchni.

Na dolny horyzont wodny składa się występowanie wód w piaskach i pstrym piaskowcu triasu. W większości piaski te są drobnopiękrowe, przechodząc niekiedy w soczewkowate skupienia piasków grubopiękrowych, żwirów czy słabo zwięzłych piaskowców. Z uwagi na mały współczynnik filtracji piaski te mają charakter kurzawkowy, mimo nieznacznej stosunkowo zasobności w wodę. Mięszczość ich waha się w granicach 10 do 40 m.

W miejscach eksploatacji złóż węgla, gdzie utwory te kontaktują się z piaskowcami karbońskimi, spełniającymi rolę filtru, dochodzi do osuszenia utworów dolnego pstręgo piaskowca i szyby udaje się zgłębiać metodą zwykłą (np. szyb podsadzkowy II kopalni Siemianowice, szyb Bobrowniki kopalni Julian).

Obszar środkowy zagłębia pokryty jest grubą warstwą utworów trzeciorzędowych, zalegających przeważnie bezpośrednio na karbonie. Karbon ukazuje się na powierzchni bardzo rzadko w postaci kilku wypiętrzeń na południowy-zachód od Rybnika w okolicy Pietrzkowic, Morawskiej Ostrawy i Karwiny i w okolicach Grójca na południe od Oświęcimia. Od południa nadkład skał trzeciorzędowych przykrywa nasunięcie warstw karpachich. Ogólna mięszczość nadkładu jest tu znaczna i dochodzi do 800 m.

Istniejące na tym obszarze kopalnie węgla zlokalizowane są na wypiętrzeniach karbonu, gdzie koszty budowy kopalń były niższe.

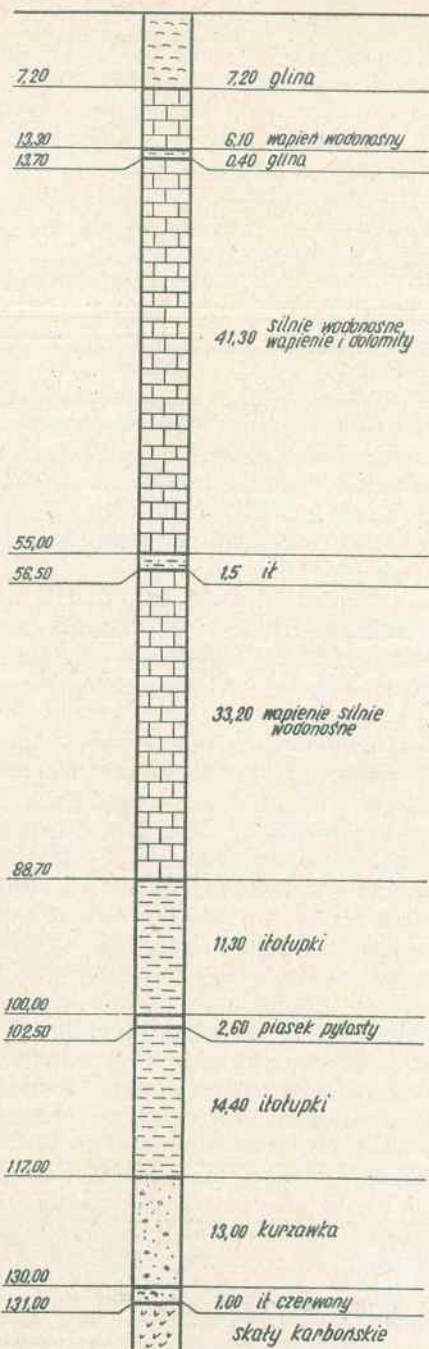
Utwory czwartorzędowe w tym obszarze zbudowane są z przewarstwień glin, pyłów, piasków i żwirów; w części zachodniej przeważają gliny i ily, w części wschodniej zaś piaski i żwiry. Zaleganie tych utworów jest bardzo niejednolite. Mięszczość ich w południowej części obszaru waha się w granicach 10 do 50 m, we wschodniej części wynosi średnio około 30 m, w części zachodniej zaś około 20 m.

Zawodnienie tych utworów w ogólności zależy od lokalnych warunków ukształtowania terenu.

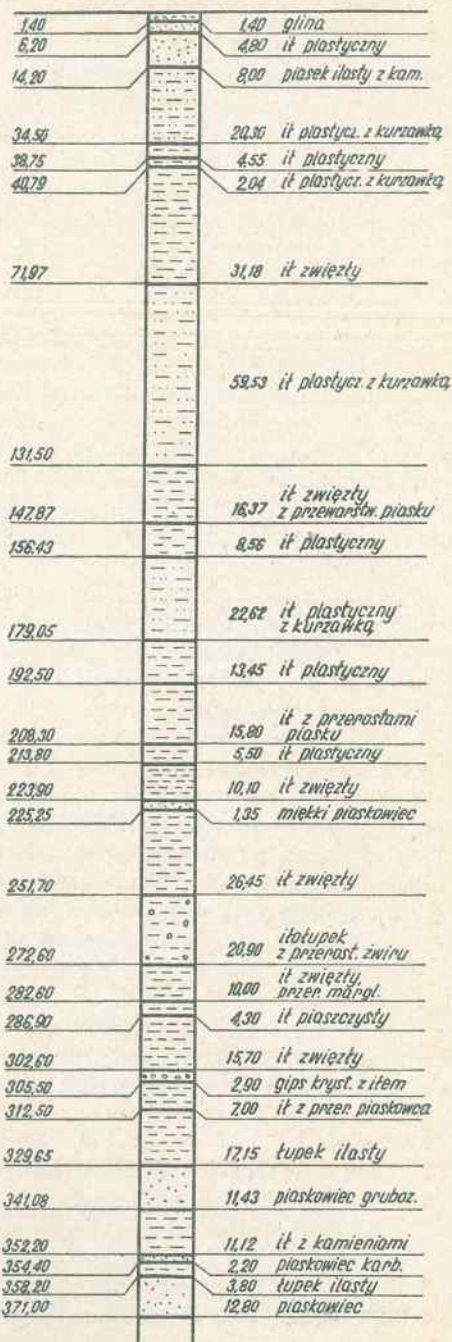
W części zachodniej zasobność w wodę jest mała wskutek pocięcia powierzchni wąwozami, które stanowią naturalny drenaż wód. W niektórych miejscach ze względu na lokalne działanie spływu wód, jak i na litologiczne wykształcenie (gliny, ily), utwory te są bezwodne.

We wschodniej części tego obszaru, z uwagi na bardziej płaskie ukształtowanie powierzchni, jak i na litologiczne wykształcenie (piaski, żwiry) zasobność w wodę utworów czwartorzędowych jest większa.

Większość nadkładu tego obszaru stanowią utwory trzeciorzędowe (rys. 19).



Rys. 18. Typowy przekrój geologiczny przez północno-wschodnią część Górnośląskiego zagłębia węglowego



Rys. 19. Typowy przekrój geologiczny przez południowo-zachodnią część Górnośląskiego zagłębia węglowego

W związku z charakterystycznymi własnościami hydrologicznymi i geomechanicznymi w utworach tych wyróżnić można dwie serie:

- seria górna ilów pylasto-piaszczystych, najczęściej ciemnoszarych z wkładkami zawodnionych piasków drobnoziarnowych,
- seria dolna ilów barwy oliwkowo-zielonej typu montmorylonitowego.

Z praktyki wierceń badawczych pod szyby oraz samego głębenia szybów w tym obszarze można prześledzić współzależność występowania obu serii.

Na przykład, jeżeli ogólna miąższość utworów trzeciorzędowych w pewnym miejscu wynosi od 70 do 80 m, to miąższość górnej serii ilów wynosi 10 do 15 m. W przypadkach gdy ogólna miąższość utworów trzeciorzędowych wynosi około 200 m, wówczas miąższość serii górnej ilów wynosi od około 120 do około 150 m. Jeżeli ogólna miąższość utworów trzeciorzędowych jest znaczna i wynosi od 300 do 500 m i więcej, to miąższość serii górnej ilów wynosi około 140 do 200 m.

Występowanie górnej serii ilów o miąższości większej niż 10 do 25 m kwalifikuje zasadniczo szyb do głębenia metodami specjalnymi.

Górna seria utworów czwartorzędowych zbudowana jest z niejednorodnych przewarstwień ilów barwy najczęściej ciemnoszarej. Charakter litologiczny ilów jest bardzo niejednorodny z powodu występowania ławic pylasto-piaszczystych oraz wkładek drobnoziarnowych piasków i gruboziarnowych pyłów.

Grubość tych wkładek wynosi od milimetra do kilku metrów. Ich nieregularne, niekiedy przekątne zaleganie tworzy w masie ilów przestrzenną siatkę żyłek piasków. Infiltracja poprzez utwory czwartorzędowe i przewarstwienia piasków wód nowierzchniowych obniża wybitnie własności geomechaniczne tej serii skał i czyni je międko plastyczne, niekiedy nawet o charakterze kurzawkowym.

W północno-zachodniej części tego obszaru występujące w tej serii przewarstwienia piasków ze szczątkami organicznych części wapiennych prowadzą wody z bardzo odległych wychodni (np. szyb Bojków kopalni Sośnica). Wody te wykazują znaczny poziom hydrostatyczny (kilkanaście atmosfer).

Lokalne ukształtowanie terenu, a w szczególności mniejsze lub większe zawodnienie wyżej leżących warstw czwartorzędowych, wpływa wybitnie na stosunki wodne, tak iż w niektórych przypadkach głębenie szybów może się odbywać metodą zwykłą (np. szyb I i II i V kopalni Mszana), podczas gdy głębenie szybów położonych w odległości 1,5 do 2 km musi się odbywać metodą specjalną (szyb III i IV kopalni Mszana).

Ta zmienność stosunków wodnych narzuca konieczność szczególnie dokładnych wierceń badawczych pod szyb i badań geotechnicznych w celu dokonania wyboru właściwej metody głębenia szybu.

Dolna seria ilów trzeciorzędowych ma charakter skał zbliżonych do skał zwięzłych. Są to ilowce i ilołupki zbudowane z ilów typu montmorylonitowego. W skałach tych zaznaczone jest wyraźnie uwarstwienie, jak również późniejsza działalność tektoniczna, widoczna w postaci silnie wykształconych płaszczyzn kliważu oraz tzw. luster tektonicznych. Skały te z uwagi na charakter mineralogiczny ilów, z których są zbudowane, w stanie bezwodnym są zwięzłe. Po zawodnieniu, co następuje w stanie naturalnym w kontakcie z górną serią ilów lub przez sztuczne nawodnienie otworem wiertniczym albo w czasie głębenia, ility dolnej serii wykazują olbrzymie zdolności pęcznienia. Na przykład przy głębeniu szybu IV kopalni Mszana stwierdzono w czasie postoju głębenia, wypęcznie

iłów z głębokości około 180 m do głębokości około 160 m, przy czym pęczniące ily wygięły belki zbrojenia szybu.

W przypadku dokładnego odcięcia wody obudową szybową ily te w zasadzie zezwalają na głębienie szybu metodą zwykłą.

W kierunku na zachód od Gliwic aż do okolic Wodzisławia w tej serii iłów spotyka się poziomy gipsów w postaci cienkich pokładów i gniazd wtrąconych w masę iłów, ponadto niewielkie wtrącenia siarki rodzimej (np. szyb Kokoszyce kopalni Anna w Pszowie), na granicy zaś serii dolnej i górnej iłów — przewarstwienia lignitów niewielkiej grubości.

W kierunku Rybnik—Żory spotykane są w tych utworach złoża soli miazgłości kilku metrów.

Utwory morza miocenckiego spoczywają najczęściej bezpośrednio na karbonie. Tylko niekiedy utwory te zalegają na słabych piaskowcach lub ilćupkach o zabarwieniu czerwonym, które zaliczane są do permu lub triasu.

Z uwagi na głębienie szybów występowanie tych utworów nie jest zjawiskiem korzystnym, gdyż prowadzą one najczęściej wodę pod znacznym ciśnieniem hydrostatycznym, co przy małej zwiężłości tych skał wymaga stosowania specjalnej metody głębienia szybu aż do karbonu (np. szyb IV kopalni Jankowice).

Należy stwierdzić, że większość szybów tego obszaru głębiona była metodami specjalnymi, przede wszystkim zaś metodą zamrażania, sięgającego do stukilkudziesięciu i więcej metrów głębokości. Ze względu na fakt, że w obszarze tym mieszczą się główne złoża węgla koksowniczych i wysokokalorycznych, w narodowych planach gospodarczych najbliższych lat przewidziana jest budowa na tym obszarze większości nowych kopalń.

Ponieważ na znanych wypiętrzeniach karbonu zlokalizowane są stare kopalnie, budowa nowych kopalń przeniesie się w warunki hydrogeologiczne mniej dogodne, w obszary depresyjne poszczególnych niecek. Wymagać to będzie stosowania dla przeszło 2/3 głębionych szybów specjalnych metod głębienia, a w szczególności zamrażania w granicach do 200 i więcej metrów.

W obszarze południowym zagłębia nadkład stanowi nasunięcie utworów karpackich osiągających znaczną grubość. Obszar ten nie jest jeszcze dostatecznie zbadany.

Charakterystyka skał karbonu i stosunków wodnych. Karbon produktywny składa się z przewarstwień pokładów węgla, łupków i piaskowców. Nie brak jest również form przejściowych, tj. łupków piaszczystych i piaskowców ilastych. Spotykane są również pokłady łupków węglowych z zawartością substancji węglowej dochodzącej niekiedy do 40%.

Spśród nieregularnych wtrąceń znane są wtrącenia pirytów, występujące zarówno w piaskowcach, węglach i łupkach. Często spotyka się sferosyderyty, szczególnie w łupkach zalegających w stropie pokładów. W części dąbrowskiej zagłębia zalegania sferosyderytów ławicami są bardziej prawidłowe, jak również zalegania syderytów w pokładach grubości dochodzącej do kilkudziesięciu centymetrów.

Podczas gdy we wschodniej i południowo-wschodniej części zagłębia mamy do czynienia z pokładami piaskowców słabych, gruboziarnowych, często o lepszemu ilastym, w zachodniej części zagłębia piaskowce są bardzo zwięzłe, drobnoziarnowe, niekiedy pod wpływem ciśnienia nawet przeobrażone.

Na wytrzymałość skał poważny również wpływ mają przeobrażenia, jakie nastąpiły wskutek ruchów tektonicznych i działania wód.

Pod wpływem działalności górotwórczych Sudetów i Gór Świętokrzyskich doszło do wielokrotnego sfałdowania **skał karbonu**. To, oczywiście, nie pozostało bez wpływu na ich strukturę.

Należy stwierdzić, że na całym obszarze **zagłębia** zarówno węgiel, jak i skały uległy silnemu spękanii w dwu zasadniczych, opisanych poprzednio kierunkach. Kierunki te tworzą główne linie spękań, dzielące niekiedy masę węglową i skalną na drobne kostki wielkości orzecha. Zjawiska te obserwuje się szczególnie w południowo-zachodniej części zagłębia. Spośród ruchów tektonicznych duży wpływ na strukturę skał wywarły uskoki. Uskoki tzw. główne oraz cała sieć uskoków pobocznych znacznie zmieniły pierwotną strukturę skał. Przez płaszczyzny uskokowe zaczęły przenikać w głąb skał wody i roztwory soli. Niekiedy prowadziły one roztwory CaCO_3 , SiO_2 czy FeCO_3 , które wytrącając się w skałach karbońskich zasklepiły powstałe pęknięcia. Najczęściej jednak poprzez pęknięcia skał przenikały wody zawierające drobne piaski i cząstki pylaste, które osadzając się stworzyły dodatkowe drogi komunikacyjne dla przenikania wody ze skał nadległych.

Osadzanie części ilastych osłabiło strukturę warstw skalnych, gdyż ilaste wkładki zmniejszają znacznie wytrzymałość warstw skalnych. Przenikanie wód do skał karbońskich powoduje również zaburzenia. W południowo-zachodniej części zagłębia, gdzie wody infiltrują w dół przez grube pokłady utworów miocennskich, dochodzi niekiedy do mineralizacji wód, przy czym obok słonych występują wody zawierające składniki agresywne (jony SO_4 , Mg , Cl i CO_2).

W części północno-wschodniej, gdzie istnieje komunikacja skał karbońskich, a w szczególności piaskowców, z potężnymi zbiornikami wód w wapieniach i dolomitach triasu i jury, w czasie głębenia szybów w utworach karbońskich dopływy wód dochodzą do kilku m^3/min .

Podobne stosunki wodne panują w tej części zagłębia, jeżeli wodonośne piaskowce mają swe wychodnie na powierzchni lub pod prowadzącymi wodę utworami czwartorzędowymi. Sytuację tę pogarszają szczeliny uskokowe, które prawie zawsze prowadzą wody.

W północno-środkowej części zagłębia, gdzie mamy do czynienia z szeregiem kopuł, stosunki wodne są dużo korzystniejsze. Należy jednak stwierdzić, że obszary te w znacznej mierze są już wyeksploatowane.

W południowo-zachodniej części zagłębia, gdzie nadkład miocennskich ilów jest znaczny i wynosi przeciętnie stokilkadziesiąt metrów, infiltracja wody do warstw karbońskich odbywa się przez bardzo cienkie wkładki utworów piaszczystych w warstwach iluupków. Na ogół dopływ wody nie jest duży, czasami jednak woda dość znacznie wykazuje ciśnienie hydrostatyczne. Są to przeważnie wody reliktove, pozostałości mórz miocennskich, które po przeniknięciu do skał karbońskich uległy zmineralizowaniu i zgazowaniu. Zgazowanie wód przyczynia się do tego, iż wody te wykazują silne ciśnienie hydrostatyczne.

Normalnie w czasie głębenia szybów zwykle ma się do czynienia z dopływami wód w karbonie w granicach 200 do 500 l/min . W przypadku głębenia szybów w pobliżu szczelin uskokowych dopływ wód w tym rejonie może być wielokrotnie wyższy.

Obszary rejonu południowo-zachodniego cechuje występowanie w utworach karbońskich metanu. Metan występuje w szczególności w pokładach węgla, w piaskowcach i łupkach, w stropie lub spagu pokładów węgla i w szczelinach uskokowych. W przypadku równoczesnego występowania przypiływu wód stanowi on czasem bardzo poważną przeszkodę

w głębieniu szybów ze względu na konieczność stosowania urządzeń ogni-oszczelnych dla odwadniania szybów w czasie głębienia.

Ocena metod głębienia szybów w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym z uwagi na stosunki hydrogeologiczne. Budowa nowych kopalń węgla obejmuje obszary południowo-zachodnie i południowo-wschodnie zagłębia.

Z uwagi na opisane stosunki hydrogeologiczne głębienie szybów zarówno w części nadkładowej, jak i w karbonie, odbywa się w niekorzystnych warunkach.

Ze względu na silną zmienność strukturalną skał i stosunków hydrogeologicznych konieczne jest dla każdego projektowanego szybu wykonanie specjalnego wiercenia badawczego, określającego zaleganie warstw, ich rodzaj, strukturę, nachylenie, dopływ wody, ciśnienie hydrostatyczne i jej skład chemiczny.

Wiercenia te muszą być przeprowadzane metodą tzw. *na sucho*. Niekiedy dla potwierdzenia wyników wierceń należy przeprowadzać dodatkowe wiercenie rdzeniowe.

Wiercenie badawcze i hydrogeologiczna analiza powinny pozwolić na ustalenie metody głębienia szybów, zarówno w warstwach nadkładu, jak i w karbonie.

Należy zwrócić uwagę, że spośród stosowanych dotąd metod specjalnych głębienia szybów metoda zamrażania skał jest metodą najpewniejszą i najszybszą. Dotyczy to zarówno zawodnionych trzeciorzędowych utworów gliniasto-piaszczystych w północno-zachodniej części zagłębia, jak i silnie zawodnionych utworów triasowych południowo-zachodniej części zagłębia, a także silnie wodonośnych utworów czwartorzędowych i wodonośnych piaskowców w południowo-zachodniej części zagłębia.

Za przeciętną głębokość zamrażania skał w tych okęgach należy przyjąć 150 do 200 m. Przypadki zamrażania górotworu do głębokości 100 m, jak również od 250 do 350 m, są stosunkowo rzadsze.

Spośród innych metod specjalnych głębienia wchodzi w rachubę metoda obudowy opuszczanej i obudowy wbijanej. W związku z występowaniem w utworach trzeciorzędu głazów polodowcowych oraz ze względu na znaczną miąższość zawodnionych skał, metody te nie mogą być zalecane jako zasadnicze, lecz jedynie jako interwencyjne w doraźnych przypadkach niepowodzenia głębienia szybu metodą zwykłą.

Z uwagi na przedstawioną tektonikę zagłębia, strukturę skał karbońskich i stosunki hydrogeologiczne najlepsze wyniki w dotychczasowej praktyce głębienia szybów daje szeregowy sposób, to jest kolejne głębienie szybu i wznoszenie obudowy krótkimi odcinkami 2 do 6 m długości.

Zastosowanie równoległego sposobu głębienia lub głębienia długimi odcinkami może nastąpić w przypadku stwierdzenia spokojnego i na nieznacznej głębokości zalegania warstw karbońskich, braku dopływu wody i dużej wytrzymałości skał. Głębienie szybu sposobem równoległym jest opłacalne przy miąższości nadkładu mniejszej niż 200 m i głębokości szybu powyżej 500 m. Przy większym udziale nadkładu w stosunku do całej głębokości szybu nakłady poniesione na wyposażenie szybu do głębienia sposobem równoległym nie opłacają się.

W tych przypadkach należy przyjąć szeregowy sposób głębienia z równoczesnym wznoszeniem obudowy i wykonywaniem zbrojenia, jako sposób dający możliwość uzyskania średnich postępów w granicach 20 do 40 m/mies przy dużo korzystniejszych wskaźnikach ekonomicznych, aniżeli przy sposobie równoległego głębienia.

Wskutek występowania w południowo-zachodniej części zagłębia wód agresywnych przy wyborze rodzaju obudowy należy uprzednio sprawdzić działanie tych wód na cement, pozostałe składniki betonu i cegłę.

Nadburzańskie Zagłębie Węglowe

Dotychczas (po stronie polskiej) po lewej stronie rzeki Bug nie głębio szybów. Stosunki hydrogeologiczne znane są z wierceń badawczych i głębień szybów po prawej i częściowo lewej stronie rzeki Bug, na terytoriach należących do ZSRR.

Prześledzone na tym obszarze stosunki hydrogeologiczne w samych warstwach karbońskich są na ogół korzystniejsze od stosunków w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym.

Wiązka czterech pokładów węgla grubości 0,5 do 2,0 m zalega na głębokości około 300 m, przy czym w stronę zachodnią miąższość nadkładu zmniejsza się. Zaleganie pokładów jest prawie poziome (upad 2 do 4°). Zaburzeń tektonicznych zarówno w nadkładzie, jak i w utworach karbońskich nie stwierdzono.

Na nadkład, idąc od powierzchni, składają się kilkunastometrowej grubości utwory czwartorzędowe złożone z przewarstwień piasków, glin i glin piaszczystych. Utwory te są najczęściej silnie zawodnione.

Pod utworami czwartorzędownymi aż do głębokości około 200 m zalega gruba warstwa szarych margli miocenских. Pierwsze kilkadziesiąt metrów tej warstwy wykazują silne spękania, przez które infiltruje niekiedy woda w mniejszej lub większej ilości z wyżej leżących warstw czwartorzędu.

Pod marglami do głębokości około 300 m zalega gruba, wynosząca około 100 m, warstwa białej (niekiedy zielonkawatego odcienia) kredy piśzącej. Stanowi ona bezpośredni nadkład karbonu. W utworach kredy znajdują się niekiedy włoskowate szczeliny, które infiltrują wodę z margli w minimalnej ilości.

Na utwory karbońskie składają się najczęściej łupki piaszczyste, które, zarówno jak i pokłady węgla, nie wykazują dopływu wody.

Stwierdzono słabe wydobywanie się metanu z pokładów węgla.

Występowanie w górnej partii nadkładu zawodnionej warstwy utworów czwartorzędowych wymaga zastosowania metod specjalnych przy głębieniu szybów.

Występujące poniżej margle miocenские, mimo zawodnienia w górnej części, mają dostateczną zwężłość i można w nich głębić szyb metodą zwykłą, podobnie jak i w niżej leżących warstwach kredy. Urabianie skały zarówno w marglach, jak i w kredzie, może się odbywać za pomocą młotków pneumatycznych, bez prowadzenia robót strzelniczych.

Głębień szybów w utworach karbońskich może się odbywać metodą zwykłą. Z powodu występowania znikomej ilości wody w dolnych partiach margli, kredzie i karbonie, stosowanie w czasie głębienia szybów odrębnego odwadniania nie jest wymagane.

Wałbrzyskie Zagłębie Węglowe

Wałbrzyskie zagłębie węglowe, zwane też dolnośląską niecką węglową, otoczone jest sudeckimi pasmami górskimi. Dzieli się ona na trzy mniejsze niecki; nieckę Kamiennej Góry, nieckę piastową i nieckę wał-

brzyską (Sobiecina).) Nieckę piastową oddzielają od niecki wałbrzyskiej masy wulkaniczne góry Chełmiec. Pod względem górniczym niecka wałbrzyska ma pewne znaczenie. W epoce permu utwory niecki wałbrzyskiej uległy zaburzeniu. Warstwy węglowe zostały poprzecinane wylewami law wulkanicznych. Związane z tym są liczne uskoki, zaburzenia, sfałdowania oraz występowanie CO₂. Warstwy towarzyszące pokładowi węglowemu to drobnoziarniste żwirowce, piaskowce kwarcowe i brunatne łupki ilaste. Wylewy law spowodowały przeobrażenie również skał towarzyszących. Zawodnienie górotworu stosunkowo niewielkie. Dopływy wód powiązane są z zaburzeniami górotworu. Na terenie niecki nowych szybów z powierzchni nie głębi się, z tych też względów teren ten w budownictwie szybowym nie ma większego znaczenia.

Zagłębia Węgla Brunatnego

Znajdujące się na Dolnym Śląsku i na obszarze województwa łódzkiego i poznańskiego złoża węgla brunatnych charakteryzują się występowaniem nadkładu utworów czwartorzędowych. Na utwory te składają się wzajemne przewarstwienia, o charakterze soczewkowatym, piasków, glin, ilów oraz utworów pośrednich.

Zawodnienie tych utworów o miąższości wynoszącej od kilku do kilkudziesięciu metrów (średnio 30 m) zależy jest od lokalnych warunków.

Złoża margli brunatnych zalegają pośród utworów trzeciorzędowych, na które składają się przewarstwienia piasków, żwirów i glin. Warstwy piasków i żwirów prowadzące wody o ciśnieniu subartezyjskim mają miąższość w granicach 0,5 m do kilku metrów.

Piaski podścielające złoża węgla brunatnego w nizinie wielkopolskiej prowadzą wody o ciśnieniu subartezyjskim w granicach 3 do 8 atn. W stropie pokładu węgla występują również soczewki drobnoziarnistych wodonośnych piasków.

Stwierdzić jednak należy, że zawodnienie złóż na Dolnym Śląsku jest mniejsze niż w pozostałych.

Głębieńszy szybików i szybów, które najczęściej służą do odwadniania złoża, wymaga bardzo często zastosowania metod specjalnych.

Z uwagi na niewielką głębokość szybików stosowane są najczęściej metody obudowy wbijanej.

Złoża soli

Głębieńszy szybów dla nowych kopalń i rozbudowy starych wykonuje się obecnie w Polsce na Pomorzu i Kujawach. Z tych też względów w krótkim omówieniu stosunków hydrogeologicznych z uwagi na głębieńszy szybów pominięte zostaną południowe obszary solonośne. Złoża soli na obszarach Pomorza i Kujaw występują w postaci wysadów (egzematów), wyniesionych na wysokość kilkudziesięciu do stukilkudziesięciu metrów pod powierzchnią ziemi.

Nadkład egzematów stanowią, idąc od góry, utwory czwartorzędowe w postaci przewarstwień piasków, glin i ilów zapiaszczonych. Utwory te prowadzą najczęściej wody o słabym horyzontcie hydrostatycznym. Grubość ich jest na ogół niewielka i dochodzi niekiedy do kilkudziesięciu metrów.

Pod nimi znajdują się kilkunastometrowej miąższości utwory trzeciorzędowe w postaci ilów przewarstwionych cienkimi pasmami piasku.

Utwory te izolują niekiedy górne poziomy wodonośne. Stanowią one najczęściej bezpośredni nadkład egzematu i bywają niekiedy przez ten egzemat przerwane.

Strop wysadu stanowią najczęściej utwory górnego triasu (np. kajper w Wapnie) lub jury, przechodząc stopniowo lub niekiedy wyraźnie w przeobrażone utwory bezpośredniego nadkładu egzematu solnego tzw. czapy gipsowej. Utwory te to najczęściej ily z gipsami, gipsy, u dołu zaś czapy gipsowej — ily solonośne.

Utwory czapy gipsowej z uwagi na swe różnorakie warunki przeobrażenia nie są jednolite. Np. czapa gipsowa egzematu w Kłodawie nie wykazywała szczelinowatości, nie prowadziła wody i przechodziła w suche ily solonośne. Natomiast czapy solne wysadów Inowrocławia, a w szczególności Wapna, wykazują daleko idące przeobrażenia czapy gipsowej przez wymycie podziemnych kawern, niekiedy olbrzymich rozmiarów (Wapno), wypełnionych słodką lub słoną wodą i produktami rozmycia w postaci osadzonych w kawernach ilów i glin.

Zasadnicze utwory egzematu w postaci ilów solonośnych na wierzchołku egzematu i po jego bokach, jak również zasadnicze złoża solne wykazują najczęściej prawie pionowe uwarstwienia. Pomiędzy warstwami soli kamiennej spotykane są przewarstwienia soli potasowych. Struktura zasadniczego złoża egzematu solnego wykazuje niekiedy dużą zmienność w postaci przewarstwień, wgłębień i pofałdowań na powierzchni lustra solnego, a nawet fałdów przewalonych w pewnych partiach wysadu (np. wysad solny w Inowrocławiu).

W utworach wysadów solnych można wyróżnić niekiedy trzy horyzonty hydrostatyczne wód:

1. horyzont wód w utworach czwartorzędowych,
2. górny horyzont wód (słodkich) w czapie gipsowej,
3. dolny horyzont wód (solanek) występujący na granicy spagu czapy gipsowej i stropu właściwego wysadu solnego.

Pierwszy horyzont wody najczęściej nie jest zasobny w wodę.

Drugi i trzeci horyzont nie zawsze towarzyszy wysadom solnym (brak go np. w Kłodawie). W przypadku występowania, dopływy wód z tego poziomu mogą być bardzo duże i dochodzić do kilkunastu m³/min z uwagi na szczelinowy charakter przyływu i podziemne zbiorniki wód w wydługowanych anhydrytach i solach.

Z powodu tej dużej zmienności strukturalnej i hydrogeologicznej niekiedy w obrębie kilku metrów konieczne jest przed projektowaniem głębienia szybu przeprowadzenie dokładnych wierceń badawczych.

Często dla potwierdzenia wątpliwych wyników wymagane jest odwiercenie kilku otworów badawczych. Dopiero na podstawie analizy poszczególnych otworów badawczych możliwe jest podjęcie decyzji, czy szyb może być głębiony metodą zwykłą, czy też za pomocą zamrażania normalnego lub do niskich temperatur.

Złoża rud żelaznych

Rozciągający się w rejonie miasta Częstochowy obszar rudonośny nie został jeszcze całkowicie zbadany. Główne pokłady rudy żelaznej, sferosydyty i sydyty, zalegają na głębokości od 50 do 150 m, średnio około 100 m.

Nadkład stanowią, idąc od powierzchni ziemi, utwory aluwialne i dy-luwialne w postaci przewarstwień drobnych i średnioziarnowych pia-sków, miejscami przechodzących w żwiry, oraz wkładki glin i ilów. W spagu tych warstw znajduje się zazwyczaj czarny twardy mulek, miej-scami piaszczysty, grubości kilku metrów. Grubość całości tych utwo-rów wynosi od dwudziestu do trzydziestukilku metrów.

Pod tymi utworami zalegają ily jurajskie, stanowiące główną serię rudonośną obszaru Częstochowskiego. Składają się one z ilów ciemno-szarych twardych, czasem łupkowatych z cienkimi wkładkami piaskowca, z ławicami nieregularnie rozrzuconych sferosyderytów oraz z tzw. środ-kowym i spagowym poziomem syderytu ilastego. Ily, w miarę zwiększania się głębokości, wykazują coraz większą łupkowatość.

Spagowy poziom syderytu stanowi zasadniczy poziom eksploatacyjny. Pokład rudy tego poziomu podściela warstwa szarozielonego iłu o miąż-szości około 1,0 m, odznaczającego się dużą plastycznością.

Pod warstwą szarozielonego iłu zalegają tzw. warstwy kościeliskie. Charakteryzują się one występowaniem piaskowców o bardzo słabym lepiszczu oraz piasków luźnych. Ogólna miąższość tych warstw wynosi od kilkunastu do kilkudziesięciu metrów.

Warunki hydrogeologiczne charakteryzują się występowaniem trzech zasadniczych horyzontów wodonośnych.

Pierwszy horyzont wodonośny tworzą wody powierzchniowe. Spąg tego horyzontu wodnego stanowią ciemne mułki lub też, w przypadku zapiaszczenia i wodoprzepuszczalności mułków, zalegające pod nimi ily jurajskie.

Drugi horyzont wodonośny tzw. środkowy związany jest z pokładami rudy zalegającej pośród ilów.

Warstwa ilów podścielająca pokład rudy wykazuje większą zawartość piasków i jest wodoprzepuszczalna.

Trzeci horyzont wodonośny w piaskowcach kościeliskich jest pozio-mem zasadniczym. Spąg tego horyzontu związany jest ze spągim pia-skowców kościeliskich.

Wysokość podnoszenia się wody z tego poziomu jest znaczna i sięga nieraz kilkunastu metrów pod powierzchnią ziemi. Dopływ wody do głębionego szybu zwiększa się znacznie w miarę zgłębiania szybu w war-stwach kościeliskich i jest bardzo duży z powodu wielkiej przepuszczal-ności warstw kościeliskich. Przepuszczalność tych warstw potęguje obec-ność wymytych szczelin i kawern w piaskowcach, którymi woda prze-pływa z dalekich odległości.

Wody tego horyzontu hydrostatycznego wykazują silną aktywność wobec cementu, w szczególności wskutek działalności wylugowującej.

Z uwagi na skomplikowane stosunki hydrogeologiczne zgłębianie szy-bów w tym okręgu jest bardzo utrudnione i wymaga najczęściej zasto-sowania metod specjalnych, jak obudowy wbijanej przy niewielkich głębokościach zalegania rudy lub metody zamrażania przy większych głębokościach.

Szczególnie skomplikowana jest sprawa otwarcia z szybu wyrobisk poziomych, tj. wlotów podszybia i komór pomp, gdyż duże utrudnienie przy tych robotach stanowi przyływ wody wynoszący 10 do 15 m³/min.

W łączym rejonie występowania rud żelaznych wyróżnić można dwa horyzonty wodne:

- horyzont wodny w utworach czwartorzędowych,
- horyzont wodny w utworach jury brunatnej.

Horyzont wodny w utworach czwartorzędowych z uwagi na soczewkowate występowanie piasków i żwirów nie jest ciągły.

Drugi horyzont wodny zawarty jest w piaskach i słabo zwięzłych piaskowcach jurajskich.

Złoża rud metali nieżelaznych

Występujące na obszarze Polski złoża rud cynku w okręgu górnośląskim, jak i złoża miedzi w okręgach dolnośląskich, charakteryzuje bardzo silne zawodnienie.

Złoża rud cynku w okręgu górnośląskim zalegają w triasowych dolomitach kruszczonośnych. Dolomity te wykazują dużą szczeliniowatość, co sprzyja powstawaniu dużych zbiorników wodnych. Wody zawarte w zbiornikach mają zwierciadło swobodne. Miąższość warstw dolomitu dochodzi do 100 m. Utwory te stanowią nadkład złóż węglowych.

Złoża rud miedzi występują na Dolnym Śląsku w niecce grodzieckiej i złotoryjskiej w postaci drobnych impregnacji w żelazistych marglach dolomitowych przewarstwionych żelazistymi łupkami. Są to utwory permskie (cechsztyn).

W rejonie niecki grodzieckiej wyróżniają się cztery horyzonty wodne:

- w utworach czwartorzędowych,
- w utworach pstrego piaskowca,
- w utworach górnego cechsztynu,
- w utworach dolnego cechsztynu.

Pierwszy horyzont wodny występuje tylko w północnej części niecki grodzieckiej. W niecce złotoryjskiej utwory czwartorzędowe nie występują. Poziom ten daje się opanować zwykłymi metodami głębieńszybu.

Drugi horyzont wodny występuje w obu nieckach. Miąższość warstw pstrego piaskowca, który stanowi słabo zwięzłe piaskowce, wynosi do 300 m.

Występujący w górnym cechsztynie trzeci horyzont wodny zawarty jest w niecce grodzieckiej w utworach gipsowych, w złotoryjskiej zaś — w piaskowcach. Miąższość tej serii dochodzi do 80 m.

Czwarty horyzont wodny występuje w rejonie niecki grodzieckiej w silnie skrasowanych wapieniach środkowego cechsztynu. Skrasowanie to jest tu daleko posunięte, gdyż objętość kawern wynosi nawet 28% objętości wapieni. Przypływy wody z tego horyzontu wodnego sięgają kilkunastu m³/min.

W rejonie niecki złotoryjskiej poziom wody w środkowym cechsztynie jest słaby.

3. Wiercenie otworów badawczych pod szyb

Założenia dla wierceń

Wiercenie otworu badawczego pod szyb jest jedną z zasadniczych czynności związanych z głębieńszybem. Założenia, jakimi należy się kierować przy odwiercaniu otworu badawczego pod szyb, zostały już omówione we wstępie do rozdziału II.

Na podstawie ogólnej znajomości geologicznej obszaru i wyników wierceń rozpoznawczych złoża dla każdego wiercenia badawczego pod

szyb ustala się założenia i konkretyzuje szczegółowo zadania, na które wiercenie na podstawie specjalnego rozeznania powinno dać odpowiedź.

Rodzaje wierceń

Dla otworów badawczych pod szyby stosuje się wiercenia:

- ręczne — przy głębokości otworu nie przekraczającej 50 m i słabo zwięzłych skałach;
- mechaniczne — przy większej głębokości otworu (ponad 50 m) i zwięzłych skałach.

Z zasady dla wierceń badawczych pod szyby stosuje się wiercenie tzw. *na sucho*.

Wiercenia z płuczką stosowane są zwykle jako uzupełniające wiercenia obrotowe dla uzyskania rdzenia.

Przy wierceniach badawczych pod szyby stosuje się następujące metody wierceń:

Wiercenia obrotowo-okrętne. Wykonuje się je ręcznie przy głębokościach nie przekraczających 50 m. Najczęściej jednak przy wierceniach badawczych pod szyby w skałach miękkich stosowany jest sposób ręczno-mechaniczny, gdzie sam proces wiercenia świdrem łyżkowym, spiralnym lub szlamówką wykonuje się ręcznie, pozostałe zaś czynności, jak wyciąganie przewodu, urobku, pompowanie wody, rurowanie otworu — przy użyciu urządzeń mechanicznych.

Niekiedy przy wierceniach okrężnych dla przewiercenia cienkich wkładek skał zwięzłych stosuje się wiercenie udarowe przy użyciu prostych urządzeń, jak dłuta, sztywnego przewodu i balansu.

Wiercenie okrętne odbywa się w ten sposób, że przymocowany do żerdzi wiertniczej świder łyżkowy obraca kilku ludzi przy użyciu utwierdzonego poziomo do żerdzi dźwaka, powodując zagłębianie się świdra w skałę. Po wypełnieniu skałą świdra łyżkowego lub szlamówki wyciąga się przewód i opróżnia łyżkę pobierając próbkę. Przy bardziej zwięzłych skałach, np. iłach, iłołupkach, dla ułatwienia urabialności dolewa się do otworu niewielką, ściśle określoną ilość wody.

W przypadku, gdy skały są tak zwięzłe, że nie da się ich urobić przy użyciu świdra łyżkowego, używa się do wiercenia świdrów spiralnych.

Po odwierceniu kilkudziesięciu centymetrów wlewa się do otworu wodę, a następnie świdrem łyżkowym lub szlamówką wybiera się urobioną skałę.

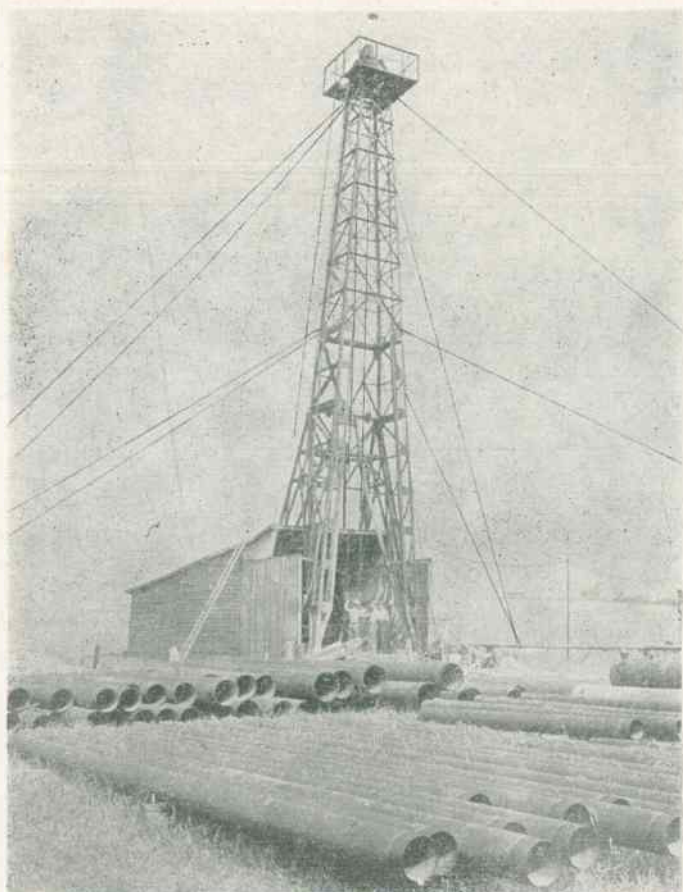
W niewielkiej odległości od dna otworu prowadzi się rury okładzinowe, utrzymujące ściany otworu. Wielkość nieosłoniętych ścian otworu zależy od zwięzłości skał. Niekiedy przy wierceniu otworów badawczych w zawodnionych piaskach i kurzawkach występuje zjawisko tzw. podbijania (kurzenia) skały do otworu, która pod ciśnieniem hydrostatycznym wody wznosi się w odwiercanym otworze do kilkudziesięciu centymetrów, a nawet w rzadkich przypadkach do kilku lub kilkunastu metrów.

W tych przypadkach zachodzi konieczność prowadzenia rur okładzinowych równo z dnem otworu, a nawet niekiedy uprzedniego wciskania rur w skałę, a następnie wybierania skały z zarurowanego już otworu.

Wiercenie udarowe. Stosuje się najczęściej wiercenia mechaniczne. Ręczne wiercenia udarowe stosowane bywają w sporadycznych przypadkach przy wierceniach okrężnych. Wiercenie wykonuje się przy użyciu

dłuta, przy czym urobek skalny zmieszany z dolaną do otworu wodą wydobywa się przy użyciu łyżki. Najczęściej stosuje się wiercenie ze sztywnego przewodu, żerdzi. Wiercenie udarowych linowych prawie nie stosuje się przy wierceniu otworów badawczych pod szyby.

Wiercenie obrotowe. Stosuje się go rzadko jako wiercenie badawcze pod szyby. Znajduje ono zastosowanie tylko w tych przypadkach, gdy projekt wiercenia otworu badawczego zakłada przebadanie pewnych



Rys. 20. Urządzenie wiertnicze z wieżomasztem do wierceń badawczych pod szyby

partii kopaliny z pobraniem rdzenia. Stosuje się wtedy wyłącznie wiercenie obrotowe rdzeniowe. Wiercenie to stanowi zazwyczaj uzupełnienie wiercenia na sucho. Niekiedy dla uzyskania rdzenia ze skał kruchych lub łatwo ługujących się posługujemy się wierceniem obrotowym przy zastosowaniu podwójnych koronek rdzeniowych.

Często stosuje się połączone metody wierceń, np. w warstwach nadkładowych, gdzie specjalnie zależy na rozeznaniu stosunków wodnych, wierce się otwór sposobem okrętym lub udarowym na sucho, w związanych zaś utworach karbońskich, gdzie ważniejsze jest dokładne rozeznanie warstw aniżeli stosunków wodnych, wierce się otwór metodą obrotową dla uzyskania rdzenia.

Urządzenia do wierceń badawczych pod szyby

Dla wierceń okrężnych wystarczają proste urządzenia w postaci trój-
nogu, czwórnogu i kołowrotu wyciągowego (wciągarki) o napędzie ręcz-
nym lub mechanicznym.

Dla wierceń uderowych na sucho stosuje się wieże drewniane i sta-
lowe wieżomaszty (rys. 20). Spośród aparatów wiertniczych stosuje się
wiertnice produkcji krajowej typu SMFM, SMSU oraz zagraniczne prze-
woźne aparaty obrotowo-udarowe firmy Wirth, Salzgitter, czy też szybko
udarowe aparaty typu Schaefer, Peinert i inne.



Rys. 21. Składany stół obrotowy przy uderowym aparacie
wiertniczym

Niektóre spośród tych aparatów, jak Salzgitter, mają urządzenia (stoły
rotacyjne), zezwalające na obrotowe wiercenie otworów w skałach zwię-
złych w celu uzyskania rdzenia (rys. 21).

Napęd tych urządzeń — przeważnie elektryczny, rzadziej spali-
nowy.

Dla wierceń obrotowych - rdzeniowych, obok wymienionych już wóz-

ków rotacyjnych, stosuje się aparaty typu Craelius produkcji polskiej GPO300, GPO800 oraz produkcji radzieckiej KAM500.

W skład zestawu wiertniczego wchodzi obok wieży i aparatu wiertniczego następujące urządzenia: urządzenie do pompowania wód, kuźnia, magazyn na sprzęt i próbki skał, biuro dozorczy wierceń i pomieszczenie dla załogi.

Dla zmniejszenia kosztów i przyspieszenia czasu montażu i demontażu pomieszczenia badawcze są zwykle rozbieralne.

Projekt wiercenia

Dla każdego otworu badawczego pod szyb powinien być opracowany przez geologa projekt, w którym należy sprecyzować zasadnicze wytyczne dotyczące celu, jak i sposobu przeprowadzenia wiercenia. W szczególności w projekcie tym powinna być określona lokalizacja otworu, jego cecha wysokościowa i projektowana głębokość.

Na schematycznym profilu stratygraficznym powinny być naniesione wymiary otworu w poszczególnych odcinkach, schemat zarurowania i zamykania wód oraz metody wierceń. Profil ten w miarę posiadanego rozeznania powinien podawać również inne ważne dla wierceń uwagi, jak np. horyzonty wodne, rozsypność i pęcznienie skał, zwężłość i inne.

W projekcie muszą być określone specjalne zadania, jakie mają być wykonywane w trakcie wiercenia, a w szczególności: pobieranie próbek skały i wody, pomiary wydatku wody, przeprowadzanie zamykania wody, stwierdzenie zachowania się skał w trakcie wiercenia, jak pęcznienie, ściskanie, pomiary nachylenia skał i inne.

Projekt powinien również przewidywać likwidację otworu. Jest to bardzo ważne przy wierceniach pod szyby w kopalniach soli oraz wszędzie tam, gdzie nieodpowiednio zlikwidowany otwór może spowodować zawodnienie poszczególnych partii skał, a tym samym utrudnić głębienie lub spowodować zawodnienie złoża, co w wyniku komplikuje warunki eksploatacji, a nawet stwarza niebezpieczeństwo dla istnienia kopalni.

W praktyce górniczej znane są wypadki, że złe zamknięcie wody i zawodnienie skał uniemożliwiły głębienie szybów prostszymi metodami oraz było przyczyną likwidacji kopalń soli.

Po przewierceniu otworu i opracowaniu rzeczywistych wyników projekt likwidacji otworu powinien być skorygowany na podstawie otrzymanych wyników.

Przebieg wierceń i pobieranie próbek

Dla wierceń badawczych pod szyby pobiera się różnego rodzaju próbki:

- Próbki o strukturze nienaruszonej. Są to próbki rdzeniowe uzyskiwane z wierceń obrotowych i próbki tulejowe (wciskane) uzyskiwane przy wierceniach okrężnych.
- Próbki o strukturze naruszonej. Są to próbki uzyskiwane przy wierceniach okrężnych oraz próbki okruchowe uzyskiwane przy wierceniach udarowych.

Uzyskanie właściwej próbki skał i dokładne określenie głębokości jej pobrania jest sprawą niezmiernie ważną, szczególnie w warstwach nadkładowych. Często wybór tej czy innej specjalnej metody głębinienia (np. obudowy wbijanej lub opuszczanej) zależy od wzajemnego układu przewarstwień piasku i gliny. Niesumienne pobranie próbek i niedokładne określenie głębokości zalegania może doprowadzić do fałszywej oceny i wyciągnięcia nieodpowiednich wniosków.

Staranność pobrania próbek skalnych jest zatem podstawową sprawą przy wierceniach badawczych i decyduje o ich jakości. Związane to jest nie tylko z sumiennością mistrza wiertniczego, lecz również z umiejętnością wiercenia.

Zbyt długie marsze wiertnicze, w szczególności przy wierceniach okrężnych i udarowych, powodują wymieszanie materiału skalnego, a tym samym dają fałszywą próbkę. Przy wierceniach udarowych powoduje to zbytne rozdrobienie skały, a tym samym późniejszą niewłaściwą ocenę warstw skalnych. Zachodzi to w szczególności w piaskowcach o lepiszczu ilastym (okręg dąbrowski) oraz w łolupkach z cienkimi pasemkami piasków (okręg rybnicki). Tak np. niewłaściwe pobranie próbek przy wierceniu badawczym pod szyb Maczki w okręgu dąbrowskim, gdzie piaskowce o lepiszczu ilastym rozdrobiono wierceniem udarowym na piasek i określono jako piaski, było jedną z przesłanek do zalecenia głębinienia szyb metodą zamrażania do znacznej głębokości.

Jakość próbek jest zwykle wyższa przy większej średnicy otworu. Przy wierceniach okrężnych istnieje możliwość wybrania ze świdra łyżkowego większych okruchów skalnych, często nawet o prawie nienaruszonej strukturze. To samo zachodzi przy wierceniach udarowych na sucho, gdzie przy większej średnicy otworu uzyskuje się mniejsze rozdrobienie skały. W wierceniach rdzeniowych, dzięki większej średnicy otworu uzysk rdzenia jest lepszy, gdyż odporność jego na ścieranie i kruśzenie jest większa.

Istnieje również możliwość stosowania, przy napotkaniu skał słabych, koronek z podwójną rurą rdzeniową, dzięki czemu niszczenie rdzenia przez przepływającą płuczkę zostaje usunięte.

Prowadzenie okładzinowych rur wiertniczych tuż za przyrządem wiertniczym, świdrem łyżkowym lub dłutem wpływa korzystnie na jakość próbek, zmniejsza bowiem możliwość obsypywania się skał ze ścian, ich wypłukiwania, pęcznienia skał i ściskania ścian otworu oraz przedostawania się wody z górnych horyzontów. Podawane niejednokrotnie w raportach wiertniczych pęcznienie skał i ściskanie otworu spowodowane jest przedostawaniem się wody na spód niedostatecznie zarurowanego otworu w okresie postoju otworu (dni świąteczne), co powoduje wypłukanie i pęcznienie skał oraz zaciskanie otworu.

Zbyttnia szybkość wiercenia nie wpływa korzystnie na jakość próbek, gdyż pobierane są one wówczas niedbale i niedostatecznie często, rurowanie zaś otworu nie jest prowadzone systematycznie w miarę wiercenia.

Na nieodpowiednią jakość próbek wpływa również nieodpowiednie dolewanie wody do otworu przy wierceniu świdrem łyżkowym na sucho w bezwodnych skałach spoistych lub udarowo w skałach zwięzłych. Próbkę skał pobrane z otworu mogą mieć w żadnym przypadku struktury zmienionej wskutek dolewania wody. Z urobku wydobytego z otworu należy wybrać okruchy skał o nienaruszonej strukturze.

Pobieranie próbek z wierceń okrężnych. Wiercenie wykonuje się

w skałach sypkich świdrem łyżkowym w nawodnionych skałach sypkich szlamówką, zaś w skałach spoistych świdrem spiralnym. Skałę wydobywa się z otworu przy użyciu świdra łyżkowego lub szlamówki. Próbkę skały pobiera się co 0,5 do 1,0 m oraz przy każdej, stwierdzonej makroskopowo zmianie rodzaju skały.

Pobieranie próbek z wierceń uderowych. Wiercenie wykonuje się marszami długości 0,2 do 1,0 m. Urobek wydobywa się z otworu łyżką. Z wydobytego urobku wydziela się próbkę. Próbkę pobiera się, podobnie jak poprzednio, z każdej odmiennej skały. W skałach jednorodnych próbki pobiera się często w większych odstępach co 2,0, a nawet co 5 m.

Pobieranie próbek z wierceń rdzeniowych. Przy wierceniach rdzeniowych próbkę stanowi rdzeń przewierconej skały. Dla otrzymania właściwej oceny uzysk rdzenia powinien wynosić 60 do 70% całkowitej długości poszczególnych odwiercanych odcinków.

W czasie wiercenia otworów, szczególnie o mniejszej średnicy, rdzeń niszczy się na skutek ścierania, pękania i ługowania przez spływającą płuczkę. Wiercenie otworów o większej średnicy i stosowanie podwójnej rury rdzeniowej usuwa te niedogodności. Jeżeli uzysk rdzenia nie jest dostateczny, jako próbki skał wykorzystuje się zwierciny oraz materiał zebrany w zasypówce kolumny wiertniczej.

Próbki z zasypówki wydobywa się po wydobyciu kolumny na powierzchnię po ukończonym marszu wiertniczym. Chwyatanie zwiercin skutecznia się przez założenie sit i progów w korycie odprowadzającym płuczkę z otworu.

Oba ostatnie sposoby pobierania próbek przy wierceniach badawczych pod szyby są rzadko stosowane, gdyż nie dają pewności, ani dostatecznych wiadomości o strukturze przewierconych warstw.

Przy wierceniach badawczych w skałach zasolonych, w celu uniknięcia ługowania rdzenia, stosuje się płuczkę zasoloną. W przypadku występowania soli potasowych, które szybciej ulegają ługowaniu, do płuczki dodaje się chlorku magnezu ($MgCl_2$).

Pobieranie i przechowywanie próbek. W celu opracowania orzeczenia geologicznego dla wyboru metody głębienia szybu stosuje się zwykle trzy rodzaje próbek:

1. próbki przechowywane w normalnych warunkach atmosferycznych,
2. próbki z zachowaniem naturalnej wilgotności skały,
3. próbki o nienaruszonej strukturze.

Próbki pierwszego rodzaju przechowuje się w drewnianych skrzynkach o wymiarach $0,1 \times 1,0$ m z przegródkami co 0,1 m. Niekiedy stosuje się skrzynki o podwójnych wymiarach.

Po włożeniu próbki do przegródki skrzynki, na górnych ściankach odpowiedniej przegródki należy umieścić opis, z jakiej głębokości próbka została pobrana, np. 20,0 do 20,75 m. Na czołowej i przedniej ściance skrzynki należy umieścić napis nazwy lub numeru otworu, numer porządkowy skrzynki oraz oznaczenie głębokości, z jakiej skrzynka zawiera próbki, np. Szyb Jastrzębie I, skrzynka nr 2, 110,00 — 111,0. Opis pobranych próbek jest bardzo ważny, gdyż pomylenie próbek prowadzi niejednokrotnie do fałszywej interpretacji wyników wierceń. Wypełnione skrzynki należy przechowywać w magazynie odpowiednio posegregowane i zabezpieczone przed wpływami atmosferycznymi.

Próbki z zachowaniem naturalnej wilgotności skał pobiera się do słoików Wecka (używanych do konserwacji owoców) lub też do słoików ze

specjalnymi doszlifowanymi korkami. Próbką pobraną z wierceń okrężnych lub uderowych wypełnia się cały słoik, a następnie zakorkowuje się lub też uszczelnia słoik Wecka parafiną albo smołą. Słoik zaopatruje się w etykietę następującej treści:

nazwa przedsiębiorstwa wykonującego wiercenia,
nazwa kopalni,
nazwa otworu pod szyb,
głębokość pobrania próbki,
nr próbki,
rodzaj próbki,
data pobrania próbki,
imię i nazwisko pobierającego próbkę.

Próbki tego rodzaju służą do oceny właściwego składu skały oraz stopnia zawodnienia, co jest niezmiernie ważne przy hydrogeologicznej ocenie skał dla potrzeb głębinienia szybu. Wyschnięte w skrzynkach próbki nie dają geologowi właściwych wskazań.

Próbki z zachowaniem naturalnej wilgotności pobiera się w skałach o słabej zwięzłości, gdzie zawodnienie odgrywa wybitną rolę, przy ustaleniu metody głębinienia. W skałach zwięzłych, np. utworach karbońskich, wystarcza pobieranie próbek do skrzynek.

W specjalnie złożonych warunkach hydrogeologicznych z otworu badawczego pod szyb pobiera się próbki tulejowe o nienaruszonej strukturze skał. Próbki te pobiera się obowiązkowo przy wszystkich wierceniach w skałach plastycznych do 15 m głębokości otworu. Pobiera się je do stalowych tulei. Stosuje się tuleje o dwóch średnicach: 112,8 mm (100 cm² pole przekroju) dla wykonywania pełnej analizy oraz 79,8 mm (50 cm² pole przekroju) dla wykonywania skróconej analizy. Tuleje o ϕ 112,8 mm wciska się w skały spoiste i ilaste na głębokość 235 mm, w skały ilaste na 125 mm, a w wilgotnych zagęszczonych skałach piaszczystych na 80 mm. Próbką powinna być pobrana za jednym razem, po dokładnym oczyszczeniu dna otworu. Pobieranie próbek powinno się odbywać co 1,0 m lub przy każdej zmianie warstw skalnych.

Badania wód w czasie wiercenia

Określenie stosunków wodnych w otworze obok pobierania próbek skał jest jedną z zasadniczych czynności przy wierceniu badawczym pod szyby i decyduje o wyborze metody głębinienia szybu.

Z tych też względów wszystkie otwory badawcze pod szyby (poza otworami rdzeniowymi) wierci się bez płuczki (na sucho).

Stwierdzenie warstw wodonośnych odbywa się przez obserwację pierwszego pojawienia się wody w otworze i jej ciśnienia hydrostatycznego. Następną kolejną czynnością jest pomiar wydatku wody z otworu.

Po nawierceniu warstw wodonośnych należy je przewiercić aż do warstwy izolacyjnej (wodonieprzepuszczalnej) np. gliny, iłupków, łupków ilastych. Wiercenie należy zatrzymać w celu stwierdzenia ciśnienia hydrostatycznego wody i pomierzenia wydatku.

Pomiaru podnoszenia się lustra wody wykonuje się co osiem godzin. Równocześnie prowadzi się przygotowania do próbnego pompowania.

Pomiar stanu zwierciadła wody w otworze wykonuje się za pomocą pływaka umocowanego na lince stalowej ϕ 2,0 mm (rozeznaje się uderzenie pływaka o powierzchnię wody) albo za pomocą świstawki (gwizdka)

umocowanej również do linki ϕ 2,0 mm nawiniętej na kołowrotku (rozpoznaje się świst gwizdka wywołany sprężeniem powietrza przy zetknięciu się świstawki z powierzchnią wody).

Określenie wydatku wody z otworu jest kolejną czynnością badawczą. Należy ją wykonywać w obecności hydrogeologa. Szczerpywanie wody z otworu wykonuje się zależnie od wielkości przypływu i posiadanego urządzenia przez łyżkowanie lub pompowanie.

Badanie horyzontów wodnych wydajności do około 50 l/min wykonuje się za pomocą łyżki. Jeżeli wodę udaje się szczerpać łyżką całkowicie, wydajność określa się na podstawie czasu podnoszenia się zwierciadła wody, średnic otworu wiercenia oraz średnic jego zarurowania. Badanie należy wykonać trzykrotnie.

Horyzonty o przypływie powyżej 50 l/min bada się na wydajność wody za pomocą pompy głębinowej tłokowej lub pompy Mamut. Dla określenia wydajności stosuje się długotrwałe pompowanie (minimum 48 godz), wytwarzając trzy depresje przy trzech różnych wydajnościach pompowania.

Pierwszą depresję należy wytwarzać równą minimum 1,80 m. Następne powinny się różnić między sobą o minimum 1,20 m.

W przypadku nawiercenia skał płynnych, znajdujących się pod ciśnieniem (płynne piaski, kurzawki), opuszcza się rury wiertnicze, wybierając stopniowo korek tworzący się w otworze. Po dowieczeniu tym sposobem do warstwy izolacyjnej należy do otworu opuścić filtr, a po podciągnięciu rur okładzinowych (wiertniczych) przeprowadzić próbne pompowanie w sposób podany wyżej.

Ażeby szczerpanie wody mogło być należycie przeprowadzone, otwór wiertniczy musi posiadać dostatecznie dużą średnicę, szczególnie przy pompowaniu pompami głębinowymi, aby można zmieścić urządzenie pompowe w otworze. Dlatego przy wierceniach badawczych należy dbać o to, by dużą średnicą odwiercić otwór możliwie jak najgłębiej.

Sprawę tę powinien przewidywać przynajmniej w przybliżeniu projekt wiercenia i zarurowania otworu.

Bardziej wydajnym od szczerpywania wody za pomocą łyżkowania jest szczerpywanie jej przy użyciu tłoka, czyli tzw. tłokowanie. Ten sposób pompowania wody z otworu badawczego znajduje zastosowanie w przypadku udarowego wiercenia otworu badawczego i gdy aparat wiertniczy ma dostatecznie silną konstrukcję i moc wyciągową, aby podołać podnoszeniu całego słupa wody w otworze. Z powodu nierytmiczności pompowania, uderzania słupa wody (orzy opadaniu tłoka) o dno i ściany otworu ten sposób szczerpywania wody bywa obecnie coraz rzadziej stosowany i to tylko w przypadkach gdy dopływ wody do otworu nie przekracza 100 l/min, a wysokość podnoszenia jest niższa niż 100 m.

Obecnie, przy wykonywaniu otworów badawczych pod głębokie szyby oraz w związku z koniecznością uzyskania dokładnych pomiarów dopływu wody do otworu, stosuje się bardziej wydajne urządzenie pompowe takie, jak pompa, tzw. Mamut, w której siłą napędową jest powietrze sprężone lub pompa zanurzona w otworze i napędzana za pomocą sztywnego przewodu silnikiem elektrycznym albo spalinowym umieszczonym na powierzchni, wreszcie elektryczna pompa wgłębna (nurnikowa), gdzie silnik wraz z pompą zanurzone są w otworze.

Pierwsze z tych urządzeń pompowych nie zezwala na szczerpanie słupa wody do dna, lecz jedynie na jego obniżenie. Głębokość, z jakiej może być szczerpywana woda, ograniczona jest koniecznością posiadania wysoko-

ciśnieniowych sprężarek powietrznych. Urządzenie to stosuje się rzadziej z uwagi na kłopotliwą instalację powietrza sprężonego.

Drugiego rodzaju urządzenie pompowe również bywa rzadko stosowane ze względu na kłopotliwe użycie.

Najczęściej stosowanym urządzeniem dla pomiarów wydatku wody z otworu jest wgłębny agregat pompowy.

Wadą tego urządzenia jest to, że wymaga doprowadzenia do otworu badawczego energii elektrycznej o większej mocy, zezwalającej na uruchomienie silników pompowych.

Tablica 9

**Charakterystyka wgłębnych agregatów pompowych
produkowanych w Polsce**

Model pompy	Liczba stopni	Wydajność m ³ /godz	Najwyższa dopuszczalna wysokość podnoszenia m	Uwagi
G80	9	16÷ 70	150	dokładność ± 10%
G100	8	50÷130	150	
G125	6	80÷220	150	

W tabl. 9 przytoczono charakterystykę produkowanych obecnie w Polsce przez Pomorską Odlewnię i Emaliernię w Grudziądzu wgłębnych agregatów pompowych z równoczesnym podaniem średnicy zarurowania (tabl. 10), jaka jest wymagana dla każdego typu pomp.

Przy końcu pomiaru wydatku wody pobiera się najczęściej próbkę wody dla analizy chemicznej oraz dokonuje się pomiaru temperatury.

Próbki wody w ilości 3 do 4 l pobiera się do szklanych naczyń z doszlifowanym korkiem lub też czystych butelek, które po napełnieniu wodą korkuje się i lakuje.

Dla uniknięcia zetknięcia się wody z powietrzem próbki do analizy należy pobierać pod wodą. W celu uniemożliwienia ucieczki wolnego CO₂ pobiera się najczęściej dwie próbki, z tych jedna ze sproszkowanym marmurem, który wiąże wydzielający się z wody CO₂.

Zarówno z pompowania wody, jak i z pobrania próbek wody do analizy sporządza się protokół, który dołącza się do próbek.

Naczynia z wodą zaopatruje się w etykiety o treści podobnej, jak przy próbkach skał.

Przy wierceniu badawczym rdzeniowym należy również obserwować stosunki wodne. O stosunkach wodnych można tutaj wnioskować na podstawie obserwacji zachowania się płuczki w otworze. W normalnych warunkach płuczka, która znajduje się w dobrze zamkniętym otworze, nie powinno ubywać ani przybywać.

Zwiększenie ilości płuczki i jej rozcieńczenie wskazuje na nawiercenie wody o ciśnieniu hydrostatycznym wyższym aniżeli słup płuczki. Wskazuje też na istnienie samowypływu wody z otworu. Wypadki takie są rzadkie. Niekiedy samowypływ może mieć charakter wybuchowy, spowodowany wyrzuceniem wody z otworu przez nawiercony równocześnie poziom lub zbiornik gazu. Taki przypadek zdarzył się na przykład przy wierceniu otworu badawczego pod szyb Solno II, gdzie woda z głębokości

Średnice zarurowania odpowiadające poszczególnym typom pomp i silników

Silnik		Typ pompy	Średnica otworu w świetle, mm					
typ	moc KM		225	250	275	300	325	375
SG18	3 ÷ 10	G80AII-AII G80BI-BII	krytycz- na ¹⁾	tak ³⁾	tak	tak	tak	tak
SG20	7,5 ÷ 17	G80BI-BIII G80BIII-BIV	nie ²⁾	kr.	tak	tak	tak	tak
		G100AI G100BI-BII	nie	kr.	tak	tak	tak	tak
SG24	17 ÷ 35	G80AIII-AIV G80BIV-BIX	nie	kr.	tak	tak	tak	tak
		G100AII-AIII G100BIII-BV	nie	nie	kr.	tak	tak	tak
		G125AI G125BI-BII	nie	nie	nie	kr.	tak	tak
SG27	20 ÷ 50	G80AIV-AIX G80BVI-BIX	nie	nie	nie	kr.	tak	tak
		G100AII-AIV G100BIII-BVIII	nie	nie	nie	kr.	tak	tak
		G125AI-AII G125BI-BIII	nie	nie	nie	nie	kr.	tak
SG32	54,5 ÷ 5,90	G100AIV-AVIII G100BVII-BVIII	nie	nie	nie	nie	nie	tak
		G125AII-AIV G125BIII-BVI	nie	nie	nie	nie	nie	tak
		G125AIII-AVI G125BV-BVI	nie	nie	nie	nie	nie	kr.

¹⁾ kr. — średnica pompy dopasowana do średnicy rur.

²⁾ nie — oznacza, że pompa nie mieści się w otworze o danym zarurowaniu.

³⁾ tak — pompa mieści się w otworze bez przeszkód.

stukilkudziesięciu metrów została wyrzucona na kilkanaście metrów ponad powierzchnię ziemi.

W tych przypadkach konieczne jest pozostawienie otworu w spokoju przez okres kilku dni w celu uspokojenia się wypływu, który niekiedy zanika.

Zmniejszenie ilości płuczki, a czasem całkowite jej zniknięcie łącznie ze zwiercinami, świadczy o jej ucieczce w porowate lub szczelinowate skały. Skały te mogą być bezwodne lub też wypełnione wodą o ciśnieniu hydrostatycznym niższym aniżeli ciśnienie słupa płuczki. Stwierdzenie poziomu hydrostatycznego wody w skale można wykonać przez pomiar zwierciadła wody w otworze po przerwaniu wiercenia i jego ustabilizo-

waniu. Całkowite zniknięcie płuczki w otworze wskazuje na bezwodność szczelinowatych lub porowatych skał. Jeżeli zwierciadło płuczki ustabilizuje się w otworze na pewnym poziomie, można wtedy ustalić ciśnienie hydrostatyczne poziomu wodnego uwzględniając ciężar właściwy płuczki.

Ze zjawiskiem zanikania płuczki w czasie wiercenia otworów badawczych pod szyby spotykamy się często w szczelinowatych dolomitach Niecki Bytomskiej, tak również w innych na terenach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, gdzie prowadzona już była eksploatacja górnicza i gdzie płuczka, często nawet wraz ze zwiercinami, przenika do starych zrobów.

Dla stwierdzenia przy wierceniu rdzeniowym płuczkowym występowania wody konieczne jest pełne szcerpanie wody z otworu. Jest to możliwe wtedy, gdy otwór będzie miał dostatecznie dużą średnicę. W celu uniknięcia zawalenia się ścian otworu należy w skałach słabych otwór uprzednio zarurować.

Zamykanie wód

Każdy nawiercony horyzont wodny przy wierceniach badawczych pod szyby musi być zamknięty, by nie istniała możliwość zawodnienia skał suchych, ani przenikania wody z jednego horyzontu do drugiego.

Najczęściej stosowanym sposobem zamykania wód jest zaiłowanie otworu kulami ilowymi, a następnie szczelne postawienie rur.

Zamykanie wszystkich horyzontów wodnych wymaga od dozoru szczególnej uwagi, by zadanie to zostało dokładnie wykonane. Z drugiej strony dozór musi pamiętać, by zachować dostateczną ilość wolnych wymiarów rur dla zamykania napotykaných niżej wód oraz dostatecznie dużą ich średnicę dla umożliwienia próbnego pompowania.

W skałach nadkładowych, a w szczególności w czwartorzędzie i trzeciorzędzie, zdarza się niejednokrotnie, że po zamknięciu wód danego horyzontu i odwierceniu kilku lub nawet kilkunastu dalszych metrów napotyka się ponownie na wodę, wykazującą ten sam poziom hydrostatyczny co poprzednia. W tym przypadku, po dokładnym zidentyfikowaniu wody i po pomierzeniu jej wydatku, uruchamia się ostatnią kolumnę rur, którą była przymknięta woda i zamyka się nią wodę niższego poziomu. Unika się przez to straty jednego wymiaru rur dla tego samego poziomu hydrostatycznego.

Postępowanie przy zamykaniu wód powinno przebiegać następująco:

Po przeprowadzeniu badań wydatku wody z otworu należy otwór przygotować do zamykania wód. Przygotowanie otworu polega na zawierceniu otworu długości od 0,5 do 3 m dłutem szczękowym (bakowcem) o zmniejszonej średnicy, w skale niewodonośnej, licząc od spodu otworu. Następnie należy otwór zaiłować kulami lub wałkami ilowymi, ubijając je sukcesywnie co 1,0 m na wysokość co najmniej 10,0 m. Z kolei za pomocą wielokrążka lub śrub należy doprowadzić zamykającą wodę kolumnę rur co najmniej 0,5 m w zawiercony mniejszą średnicą otwór przez ubity plastyczny il. Używany do zamykania wód il powinien być wolny od zanieczyszczeń.

Po przeprowadzeniu zamknięcia wód należy odczekać co najmniej 12 godz., a następnie przeprowadzić kontrolę zamknięcia. Zamknięcie wody uważa się za skuteczne, jeżeli po usunięciu (wyrobieniu) ilu poniżej buta rur zamykających wodę i ściągnięciu z otworu płynu, nie podniesie się on w ciągu 12 godz. wyżej niż o 0,30 do 2,00 m.

Z przeprowadzonego zamykania wód, które powinno się odbywać pod kontrolą geologa, należy sporządzać protokołów, przy czym powinna w nim być wyraźnie stwierdzona skuteczność zamknięcia wody.

Badania wydobywania się gazów

W projekcie wiercenia powinno być określone, czy w czasie wiercenia badawczego istnieje możliwość napotkania gazów. Jeżeli projekt przewiduje napotkanie w czasie wiercenia metanu, całe urządzenie wiertnicze powinno spełniać warunki ognioszczelności. W szczególności dotyczy to silników napędowych, oświetlenia, przepisowej odległości kuźni i innych urządzeń mogących przez iskrzenie spowodować zapalenie się gazu.

W zależności od sposobu wiercenia, musi być opracowana dla załogi specjalna instrukcja robocza zapewniająca bezpieczną pracę.

Przy wierceniach na sucho obecność gazu stwierdza się przez obserwację ujścia rury z otworu, gdyż wydobywający się gaz wywołuje drgania przy mieszaniu się z powietrzem tuż nad otworem. Wobec braku przeciwcisnienia można przy wierceniu na sucho stwierdzić wydobywanie się gazu nawet w niewielkich ilościach przy słabym ciśnieniu złożowym.

Jeżeli otwór wiertniczy wypełniony jest wodą lub płuczką (przy wierceniu rdzeniowym), wydobywanie się gazu rozpoznaje się przez wydzielanie się bąbelków gazu z wody lub płuczki u wylotu rury wiertniczej na powierzchnię.

Niekiedy, np. przy wydobywaniu się siarkowodoru, można rozpoznać jego wydobywanie się przez specyficzny zapach.

Przy silnych wypływach gazu dokonuje się pomiaru jego ciśnienia złożowego. Pomiaru dokonuje się przez nakręcenie na rurę wiertniczą szczelnej głowicy zaopatrzonej w manometr.

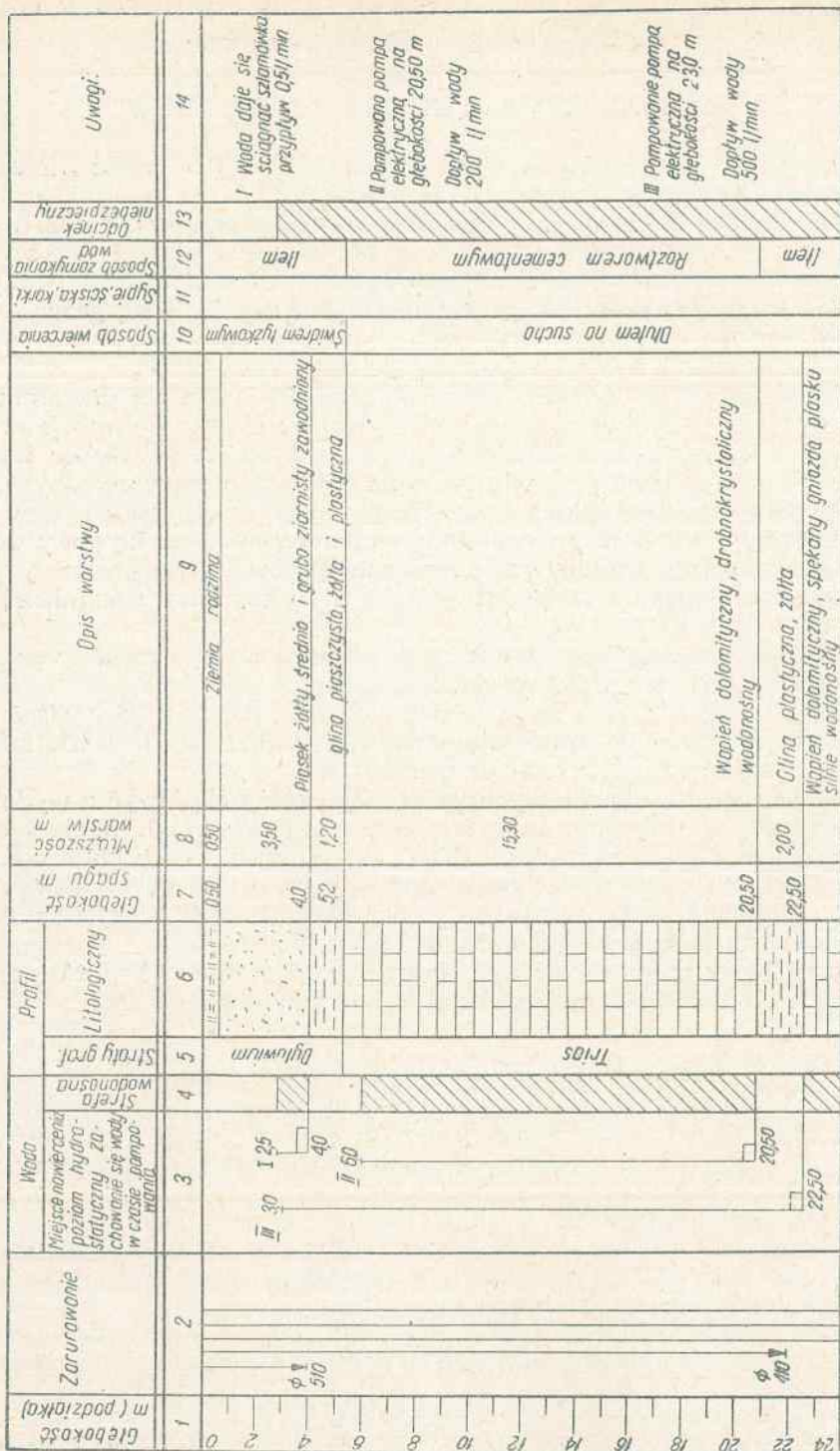
W czasie wierceń badawczych pod szyby należy się liczyć z wydobywaniem się następujących gazów: metanu CH_4 w złożach węgla i soli, dwutlenku węgla i tlenku węgla CO_2 i CO przy wierceniu otworów badawczych do starych zrobów, siarkowodoru H_2S w złożach siarki. Wydobywanie się wymienionych gazów jest niejednokrotnie spotykane przy wierceniach badawczych pod szyby w Polsce.

Z wydobywającego się gazu pobiera się w otworze próbkę, którą przekazuje się do analizy w celu ustalenia jego składu chemicznego.

Geologiczny dozór wierceń

Dla prawidłowej oceny stosunków hydrogeologicznych w otworze badawczym pod szyb konieczny jest geologiczny dozór wierceń, którego zadania są następujące:

- profilowanie otworu,
- kontrola przebiegu wiercenia oraz rurowania i obserwacja specjalnych zjawisk, jak zaciskanie ścian otworu, pęcznienie, tworzenie się korków w rurach i inne,
- kontrola pobierania i przechowywania próbek skały, wody i gazu,
- kontrola zamykania wód i obserwacja stosunków hydrogeologicznych,
- kontrola głębokości i pionowości otworu,
- obserwacja specjalna, jak np. wydobywanie się gazu, ługowanie rdzeni, obserwacja kawern i inne.



Rys. 22. Wzór profilu geologicznego dla wierzeń badawczych pod szyby

Do obowiązków dozoru geologicznego należy również kontrola prawidłowości zapisów w dzienniku wiertniczym, który jest dokumentem przebiegu wierceń.

Prowadzenie dziennika wiertniczego należy do obowiązków mistrza wiertniczego, który powinien go wypełniać codziennie. Do obowiązków geologa sprawującego dozór nad wierceniem należy geologiczne profilowanie otworu wiertniczego. Obejmuje ono zazwyczaj makroskopowe rozeznanie próbek wiertniczych pod względem litologiczno-tektonicznym, jak również określenie stosunków hydrogeologicznych i zaobserwowanych zjawisk specjalnych.

Badanie specjalne, jak np. określenie współczynnika filtracji, określenie składu ziarnowego, składu chemicznego wód i inne wykonuje się oddzielnie i zestawia w analizie hydrogeologicznej otworu.

Litologiczny charakter skały określa się makroskopowo przez podanie: nazwy skały, barwy, uziarnienia, charakteru lepiszcza i wtrąceń, określenia porowatości, zawilgocenia i reakcji z HCl.

Wyniki reakcji oznacza się następująco:

- (—) skała nie burzy się w połączeniu z HCl,
- (+) skała po dłuższej chwili daje pojedyncze bańki w szczelinach lub w proszku,
- (++) skała burzy się wyraźnie,
- (+++) skała kipi natychmiast.

Stosunki tektoniczne określa się przez podanie zalegania poszczególnych warstw, ich nachylenia, charakterystyki spękań, lustra ślizgowego powierzchni, zwietrzenia, wyługowania i skrasowania. Opis litologiczny powinien być w miarę możliwości uzupełniony przynależnością stratygraficzną poszczególnych warstw.

Szczególnie ważną sprawą jest naniesienie w profilu geologicznym stosunków wodnych w przewierconych warstwach. Należy w szczególności oznaczyć poszczególne występowanie wód i ich horyzonty hydrostatyczne, zarurowanie otworu i zamykanie wód oraz wyniki pomiaru wydatku wód z poszczególnych horyzontów.

W profilu nanosi się również uwagi dotyczące sposobu i postępu wierceń, jak również obserwacji specjalnych, np. zaciskanie otworu, występowanie gazów i inne.

Profil geologiczny otworu zestawia się najczęściej w podziałce 1 : 100.

Na rys. 22 przedstawiono przykładowo wzór profilu geologicznego. Profil ten wraz z dziennikiem wierceń stanowią podstawę do orzeczenia geologicznego w sprawie ustalenia metody głębienia szybu.

Postępy wiercenia otworów badawczych pod szyby

Całość robót związanych z wierceniem badawczym pod szyb podzielić można na trzy okresy:

- roboty przygotowawcze,
- wiercenie właściwe,
- roboty likwidacyjne.

Na roboty przygotowawcze składa się: niwelacja terenu pod zabudowania dla wierceń, wykonanie drogi dojazdowej, doprowadzenie energii elektrycznej i wody, wybudowanie pomieszczeń dla załogi, kantorek dla mistrza wiertniczego, magazyn, kuźnia, wieża wiertnicza z pomieszczeniem na aparat i inne drobne pomieszczenia.

Jeżeli doprowadzenie wody napotyka trudności, a wiercenie badawcze prowadzone jest na sucho, można na okres tych wierceń wody niedoprowadzać, lecz dowozić.

Wszystkie zabudowania wiertnicze wykonuje się z lekkiej konstrukcji, najczęściej drewnianej, rozbieralnej, aby można je łatwo przewozić z miejsca na miejsce.

Zależnie od lokalnych warunków terenowych okres robót przygotowawczych do wierceń badawczych zajmuje od dwóch tygodni do dwóch miesięcy.

Tablica 11

Podział skał na kategorie

Kategoria	Rodzaj skał
I	ziemia roślinna, słabo zbite, luźne gliniasto-piaszczyste grunty bez żwiru, torf, gruboziarniste gliniaste piaski, plastyczne gliny, miękka kreda, luźne margle, kurzawka, twarde gliny i ropy, piaski z zawartością drobnego żwiru powyżej 20%, margiel, zwietrzały węgiel kamienny, tektonicznie zaburzone łupki ilaste, łupki talikowate lub z przerostami gipsu, piaskowiec o lepiszczu ilastym
II	łupki węglowe, twarda kreda, gips, ilaste i piaszczystoilaste łupki, anhydryty, piaskowce ilaste, wapienie porowate, magnezyt, sól kamienna, zlepienie ilaste i mikowate łupki, wapienie, marmury, antracyty, piaskowce o lepiszczu żelazisto-wapiennym, węgiel kamienny, wapienie dolomitowe, łupki kwarcowe, zwietrzałe dolomity, silnie zwietrzałe skały magmatyczne (gruboziarniste granity, porfiry), zlepienie skał osadowych o lepiszczu wapiennym, piaskowiec drobnoziarnisty twardy
III	łupki mikowe, wapienie krzemieniste, dolomity, wapienie z wkładkami kwarcu, słabo ziarniste skały magmatyczne (andezyty, porfiry, granit, gabbro), gruboziarniste kwarcyty, skały barytowe, rudy siarczkowe, zlepienie skał osadowych o lepiszczu krzemienistoilastym, drobny żwirek rzeczny i drobne brekieje, krzemieniste łupki, grubo- i średnioziarniste łupki krystaliczne, twardy chalcedon, pegmatyty, skały kwarcowo-barytowe, porowate żelaziaki, zlepienie skał magmatycznych o lepiszczu wapiennym, gruboziarniste skały magmatyczne, wapienie i piaskowce krzemieniste, rogowce, zbite żelaziaki, kwarczec, zlepienie skał magmatycznych o lepiszczu krzemienistym
IV	diabazy, andezyty, średnie i drobne ziarniste granity, dioryty, rogowce z wkładkami siarczków, glazy skał magmatycznych, kwarcyty, krzemieniste żelaziaki, sferosyderyty, bazalt, andezyt, magnezyt, masywny kwarczec, wyjątkowo twarde skały monolityczne, jaspisy, rogowce

Właściwe wiercenie otworu badawczego rozpoczyna się często jeszcze w okresie robót przygotowawczych; wykonuje się wtedy z trójnoga za pomocą ręcznej wciągarki pierwsze kilkanaście metrów otworu i osadza prowadniczą rurę okładzinową.

Czas wierceń badawczych jest różny. Zależy on w pierwszym rzędzie od głębokości otworu, rodzaju skał, stosunków hydrogeologicznych i ilości wykonywanych badań, dopływu wód oraz zamykania horyzontów wodnych, jak również od sposobu wiercenia.

Załogę wiercenia stanowią:

pracownicy umysłowi: mistrz wiertniczy	
pracownicy fizyczny:	
wiertacz przodowy	$1 \times 3 = 3$
pomocnik wiertacza	$1 \times 3 = 3$
pomocnik otworowy	$2 \times 3 = 6$
kowal spawacz	$1 \times 3 = 3$
pomocnik kowala	$1 \times 3 = 3$
elektryk lub obsługa silnika	
spalinowego	$1 \times 3 = 3$
dozorca narzędzi	$1 \times 1 = 1$
razem	22

Stosowane w przemyśle węglowym normy wierceń na sucho ujmują postępy wierceń, w zależności od kategorii skały (tabl. 11), głębokości wiercenia i początkowej średnicy rurowania.

Zasadnicze normy, tj. normy bez uwzględnienia czynników ułatwiających lub utrudniających wiercenie na sucho, dla zespołu wiertniczego przedstawia tabl. 12.

Tablica 12

Normy zasadnicze dla zespołu wiertniczego w zależności od początkowej średnicy rurowania i kategorii skał

Głębokość wiercenia m	Początkowa średnica rurowania cale	Kategorie skał			
		I	II	III	IV
		m/zm			
0 do 50	20	1,12	0,60	0,30	0,18
50 do 100		1,02	0,51	0,26	0,15
100 do 200		0,94	0,43	0,22	0,13
200 do 300		0,84	0,36	0,19	0,11
0 do 50	18	1,29	0,70	0,35	0,21
50 do 100		1,26	0,64	0,32	0,19
100 do 200		1,19	0,56	0,30	0,18
200 do 300		1,03	0,51	0,27	0,16
0 do 50	16	1,46	0,80	0,40	0,24
50 do 100		1,36	0,73	0,36	0,21
100 do 200		1,27	0,64	0,35	0,21
200 do 300		1,16	0,58	0,30	0,18
0 do 50	14	1,64	0,88	0,44	0,26
50 do 100		1,49	0,79	0,40	0,26
100 do 200		1,40	0,70	0,38	0,22
200 do 300		1,28	0,63	0,33	0,21
0 do 50	12	1,79	0,97	0,48	0,29
50 do 100		1,66	0,88	0,45	0,27
100 do 200		1,35	0,77	0,42	0,25
200 do 300		1,42	0,70	0,36	0,21

Należy jednak stwierdzić, że czysty czas zużyty na wiercenia badawcze stanowi 10 do 30% całkowitego czasu, gdyż pozostały wypełniają takie niezbędne operacje, jak rurowanie, zamykanie wód i próbne pompowanie.

Jeżeli w czasie wiercenia wymagane jest częste zamykanie wód, jak

i próbne pompowania, wtedy postęp wiercenia jest znacznie mniejszy. Praktycznie postępy wiercen badawczych pod szyby pozostają w granicach 30 do 40 m miesięcznie.

Roboty likwidacyjne obejmują likwidację otworu badawczego przez demontaż wszystkich urządzeń do wiercenia. Likwidacja otworu badawczego musi ściśle przebiegać według projektu. W żadnym przypadku nie może dojść do zbagatelizowania zamykania poszczególnych horyzontów wodnych, gdyż to może doprowadzić do zawodnienia warstw nie prowadzących dotychczas wody.

Niekiedy otwór badawczy nie likwiduje się całkowicie, lecz wykorzystuje się jako otwór mroźny, filtracyjny lub dla spuszczenia wody do kopalni.

Po zlikwidowaniu otworu demontuje się urządzenia do wiercenia.

4. Badania hydrogeologiczne

W czasie wiercenia badawczego pod szyb nadzorujący geolog zobowiązany jest do wykonywania na bieżąco opracowań materiałów uzyskanych z wiercenia oraz przeprowadzania niezbędnych badań laboratoryjnych i polowych dla określenia parametrów koniecznych dla wyboru metody głębinienia szybu i rodzaju obudowy.

W opracowaniu powinny być podane: określenie charakteru skał pod względem litologicznym, ilość horyzontów wodonośnych, głębokość ich występowania i miąższość warstw wodonośnych, ciśnienie hydrostatyczne i hydrodynamiczne w poszczególnych warstwach, charakter przyływu wód, występowanie warstw gazonośnych, oznaczenie współczynników filtracji dla poszczególnych warstw wodonośnych, spodziewany przyływ wody do szybu oraz oznaczenie własności chemicznych wód poszczególnych warstw.

Pomiar dopływu wody

Pomiar dopływu wody z otworu wiertniczego, szybu lub wyrobiska poziomego można wykonać za pomocą naczynia, koryta lub przelewu.

Pomiaru naczyniem dokonuje się na podstawie pomiaru czasu zużytego do napełnienia wodą naczynia o znanej pojemności. Ilość dopływającej wody w jednostce czasu wyznacza się z wzoru

$$Q = \frac{V}{t} \quad (1)$$

gdzie

Q — dopływ w m^3/sek lub w przeliczeniu, m^3/min ,

V — pojemność naczynia, m^3 ,

t — czas napełniania, sek.

Dokładność pomiaru zależy od sumiennego pomiaru czasu dopływu. Przy pojemności naczynia około 100 l można zmierzyć dopływy wód około $0,5 \text{ m}^3/\text{min}$ z wystarczającą dokładnością.

Na tej zasadzie wyznacza się również dopływ wód bezpośrednio do otworu wiertniczego, szybu, lub innego wyrobiska, w przypadku nagłego wypływu wody. Jest to sposób mniej dokładny, jednakże obserwacje dopływu wody przez dłuższy czas zezwalają na zbudowanie krzywej do-

plywu wód do wyrobiska (rys. 23), z której drogą ekstrapolacji i interpolacji ustalić można początkowe dopływy wód, jak i dopływy w okresach pośrednich.

W tym przypadku dopływ wody do wyrobiska w czasie t określa się z wzoru

$$Q = \frac{V}{t} \quad (2)$$

gdzie

Q — dopływ wody do wyrobiska w danym okresie, m^3/min ,

V — pojemność wyrobisk zatapianych wodą w okresie wiercenia, m^3 ,

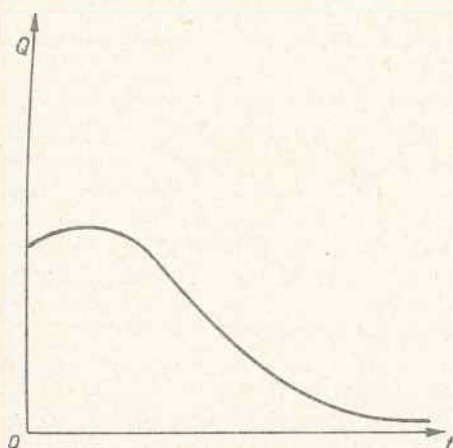
t — czas zatapiania wyrobiska o pojemności V ; $t = t_2 - t_1$,

gdzie

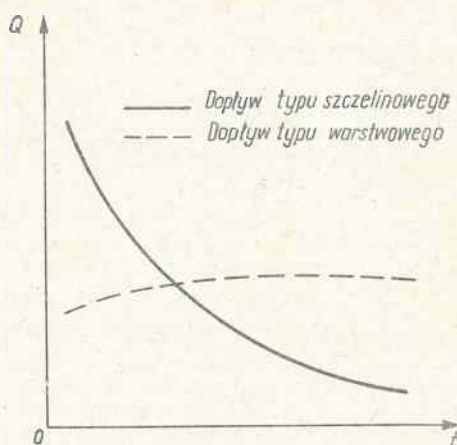
t_1 — początek zatapiania, min,

t_2 — koniec zatapiania, min.

W zależności od charakteru dopływu wód naniesione na wykresie dopływy dają charakterystyczną krzywą, inną dla wód typu szczelinowego, inną dla wód typu warstwowego (rys. 24).



Rys. 23. Schematyczny zakres dopływu wód do szybu lub otworu wiertniczego



Rys. 24. Schematyczny wykres dopływu wód typu szczelinowego i warstwowego do szybu

W konkretnym przypadku zatopienia można wnioskować na podstawie ustalonej krzywej o charakterze przyływu wód do szybu. Znalezienie krzywej dopływu wód jest bardzo pomocne przy projektowaniu sposobu odwadniania, a w szczególności przy ustalaniu wydajności pomp i ich wysokości tłoczenia.

Pomiaru dopływu wód za pomocą koryta dokonuje się na podstawie prędkości ich przyływu w korycie o znanym przekroju. Ilość wody przepływającej w korycie wyznacza się z wzoru

$$Q = F \cdot v \quad \text{m}^3/\text{sek} \quad (3)$$

gdzie

F — przekrój poprzeczny koryta zajęty przez wodę, m^2 ,

v — średnia szybkość przepływu wody w przekroju koryta, m/sek .

Dokładność pomiaru zależy od ścisłości wyznaczenia średniej szybkości przepływu i poprzecznego przekroju koryta, zajętego przez strumień wody.

W celu stworzenia warunków laminarnego przepływu wód, nachylenie koryta, najczęściej wykonanego z desek lub betonowych kształtek, powinno być niewielkie, a droga pomiaru długa. Pomiaru dokonuje się przez obserwację czasu przepływu pływaka na określonej długości koryta. Średnia szybkość przepływu wody w korycie odpowiada 0,58 do 0,8 szybkości wyznaczonej z przepływu pływaka.

Średnią szybkość przepływu wyznaczyć również można z wzoru Chezy'go

$$v = C \sqrt{r_h \cdot i} \quad (4)$$

gdzie

r_h — promień hydrauliczny (wyrażony stosunkiem przekroju napelnionego wodą F do zwilżonego obwodu O , $r_h = \frac{F}{O}$), m,

i — nachylenie koryta,

C — współczynnik uwzględniający szorstkość ścianek koryta, wyznacza się z wzoru Bazina

$$C = \frac{87 \cdot \sqrt{r_h}}{\gamma + r_h} \quad (5)$$

Wielkość γ wynosi:

Koryto bardzo gładkie, dobrze utrzymane cementowe lub z desek obrabianych	0,06
koryto gładkie z obrobionego kamienia lub cegły	0,16
koryto gładkie z betonu	0,30
koryto niegładkie z kamienia łamanego lub szorstkiego betonu	0,46
koryto niegładkie z ziemi bez roślin	0,85
koryto rzeczne regularne, nieznacznie zarosnięte	1,30
koryto rzeczne o szorstkim dnie	1,75

Bardziej dokładnych pomiarów wydatku wody dokonuje się za pomocą przelewu, czyli przegrody ustawionej w poprzek koryta, przez którą woda przelewa się w postaci wodospadu. W zależności od kształtu progu przelewowego rozróżnia się przelew trójkątny Thomsona i przelew ze zwężonym okienkiem przelewowym Ponceleta. Wielkość wydatku wody oblicza się za pomocą wzorów podawanych w podręcznikach hydrogeologii.

Oznaczenie współczynnika filtracji

Zgodnie z prawem Darcy współczynnik filtracji k wyraża stosunek tzw. filtracyjnej szybkości wody v do jednostkowego spadku ciśnienia hydrostatycznego i

$$k = \frac{v}{i} \quad \text{m/sek lub cm/sek} \quad (6)$$

Prędkość filtracyjna jest stosunkiem ilości wody Q , która przesączyła się w jednostce czasu t przez pewien przekrój, do wielkości tego przekroju F , m²

$$v = \frac{Q}{t \cdot F} \quad \text{m/sek} \quad (7)$$

Jednostkowy spadek ciśnienia hydrostatycznego i wyraża stosunek obniżki zwierciadła wody w punkcie początkowym H_2 i końcowym H_1 do odległości l między tymi punktami

$$i = \frac{H_2 - H_1}{l} = \frac{h}{l} \quad (8)$$

gdzie h oznacza spadek ciśnienia na długości l ,
a zatem

$$i \cdot k = \frac{Q}{F \cdot t}$$

po podstawieniu wartości $i = \frac{h}{l}$

otrzymuje się

$$k = \frac{Q \cdot l}{F \cdot h \cdot t} \quad \text{cm/sek} \quad (9)$$

Współczynnik filtracji charakteryzuje przepuszczalność cieczy (łatwość przenikania cieczy) przez skałę. Zależy on od temperatury i związanej z nią lepkości cieczy, wielkości porów w skałe, układu porów i ciężaru właściwego przepływającej cieczy. Wielkość współczynnika ze wzrostem temperatury rośnie. Normalnie określa się współczynnik filtracji przy temperaturze $+10^\circ\text{C}$.

Współczynnik filtracji można określić drogą obliczeń za pomocą wzorów empirycznych, przez badania laboratoryjne, lub polowe.

Empiryczny wzór Hazena podaje

$$k = c \cdot d_e^2 \cdot (0,7 + 0,03 t) \text{ m/dobę} \quad (10)$$

gdzie

d_e — tzw. średnica zastępcza ziarn skały, mm,

t — temperatura w stopniach, $^\circ\text{C}$,

c — współczynnik o wartości 700 do 1000.

Pod zastępczą średnicą ziarn rozumie się taką średnicę ziarn skały, przy której skała zbudowana tylko z ziarn jednakowej wielkości wykazywałaby prędkość filtracyjną równą układowi ziarn w skałe naturalnej. Za taką średnicę przyjmuje się zwykle wymiary oczek sita, przepuszczającego 10% ziarn z badanej próbki skały.

Zakładając, że $c = 865$, $t = 10^\circ\text{C}$ i oznaczając k w cm/sek otrzymamy

$$k = d_e^2$$

Badania laboratoryjne współczynnika filtracji polegają na pomiarze ilości wody Q przepływającej przez próbkę o znanym przekroju poprzecznym F i wysokości l . Z wzoru Darcy wylicza się współczynnik filtracji. W skałach luźnych oznaczenie przeprowadza się na podstawie specjalnie pobranych próbek. W skałach zwięzłych badania przeprowadza się na rdzeniach. Przepuszczalność skał osadowych jest różna w kierunku uwarstwienia i prostopadłym do niego.

W skałach szczelinowatych określenie współczynnika filtracji będzie najbardziej miarodajne, jeżeli będzie wykonane na podstawie badań polowych. Polegają one na odpompowywaniu wody w jednym otworze wiertniczym i pomiarze obniżenia lustra wody w otworach sąsiednich.

W wyniku pompowania wody z otworu tworzy się wokół niego tzw. lej depresyjny (rys. 25).

Współczynnik filtracji (przepuszczalność) w warunkach badania poziomu wodonośnego o zwierciadle swobodnym (rys. 25) wyraża się wzorem

$$k = \frac{Q}{\pi} \cdot \frac{\ln x_2 - \ln x_1}{y_2^2 - y_1^2} = \frac{Q \cdot (\ln R - \ln r)}{(H^2 - h^2)} \quad \text{m/sek} \quad (11)$$

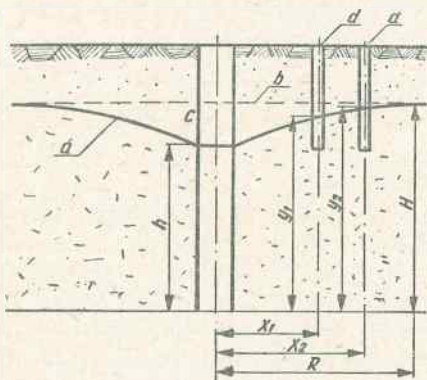
zaś dla poziomu wodonośnego o zwierciadle napiętym, artezyjskim (rys. 26)

$$k = \frac{Q \cdot (\ln x_2 - \ln x_1)}{2 \pi \cdot m \cdot (y_2 - y_1)} = \frac{Q \cdot (\ln R - \ln r)}{2 \pi \cdot m \cdot (H - h)} \quad \text{m/sek} \quad (12)$$

gdzie

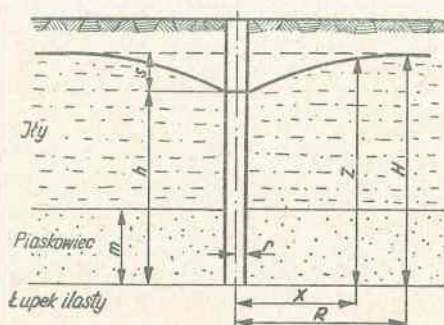
- Q — ilość pompowanej wody,
- x_1, x_2 — odległość otworów kontrolnych od osi, z którego pumpuje się wodę,
- y_1, y_2 — wysokości zwierciadła wodnego w otworach kontrolnych nad spągiem poziomu wodonośnego,
- m — miąższość warstwy wodonośnej poziomu artezyjskiego,
- R — promień zasięgu leja depresyjnego,
- H — pierwotna wysokość zwierciadła wody,
- h — obniżona w czasie pompowania wysokość wody w otworze,
- r — promień otworu (pompowego).

Prawidłowe ustalenie współczynnika filtracji skał jest pracą żmudną i kosztowną, wymagająca odwiercenia kilku otworów.



Rys. 25. Schemat leja depresyjnego w czasie pompowania wody z szybu lub otworu wiertniczego

a — obniżone zwierciadło wody, b — nieobniżone zwierciadło wody (swobodne), c — lej depresyjny, d — otwory kontrolne



Rys. 26. Schemat dopływu wody do szybu przy napiętym zwierciadle wody s — wielkość obniżenia zwierciadła wody w leju depresyjnym, z — aktualna wysokość zwierciadła wód w leju depresyjnym o promieniu x

Przy głębinieniu szybów w górotworze, w którym przebijane skały są niejednorodne i wymagana jest ocena współczynników filtracji na dużych głębokościach, posługiwać się trzeba często wartościami przybliżonymi. Na podstawie różnych badań, przeprowadzonych przy głębinieniu szybów dla kopalń węgla, rud żelaza i metali nieżelaznych, orientacyjne wartości współczynnika filtracji k dla skał rejonów górniczych w Polsce podano w tabl. 13.

Ogólny podział skał według stopnia wodoprzenikliwości i współczynnika filtracji (według Korżuka) podano w tabl. 14.

Orientacyjne wartości współczynnika filtracji k dla skał rejonów górniczych w Polsce

Charakter skał	k m/sek	Przybliżony promień zasięgu leja depresyjnego R cm
Utwory czwartorzędowe Górnośląskiego Zagłębia Węglowego (iły, piaski, żwiry)	10^{-4} do 10^{-2}	300 do 500
Utwory triasowe Górnośląskiego Zagłębia Węglowego		
dolomity, wapienie płytowe	10^{-4} do 10^{-3}	150 do 250
iły czerwone, piaski i pstry piaskowce	10^{-5} do 10^{-3}	80 do 200
Utwory miocénskie Górnośląskiego Zagłębia Węglowego		
grube partie ilów z przewarstwieniami piasków	10^{-5} do 10^{-4}	80 do 150
Utwory trzeciorzędowe, piaski towarzyszące złożom węgla brunatnych w Nizinie Wielkopolskiej	10^{-4} do 10^{-3}	150 do 300
Utwory jurajskie (piaski i piaskowce) częstochowskiego rejonu złóż rud żelaznych	10^{-5} do 10^{-4}	50 do 100
Piaskowce kościeliski częstochowskiego rejonu złóż rud żelaznych	10^{-4}	200
Czwartorzędowe piaski rejonu łączyckiego	10^{-5}	50
Jurajskie piaski i piaskowce rejonu łączyckiego	10^{-5}	100

Określenie dopływu wody do szybu

Znając poprzednio omówione parametry H , R , r i k , można w poszczególnych przypadkach określić spodziewany dopływ wody do szybu w czasie jego głębienia, co ma podstawowe znaczenie dla ustalenia metody głębienia oraz technologii wykonawstwa.

1. Dopływ wody do szybu przez ścianę boczną przy zwierciadle swobodnym

$$q = \pi \cdot k \cdot \frac{z^2 \cdot h^2}{\ln \frac{x}{r}} = \frac{H^2 - h^2}{\ln \frac{R}{r}} \quad (13)$$

Oznaczenia parametrów podano na rys. 27.

2. Dopływ wody do szybu przez ścianę boczną przy zwierciadle napiętym

$$q = 2 \pi \cdot k \cdot m \cdot \frac{z - h}{\ln \frac{x}{r}} = 2 \pi k \cdot m \cdot \frac{H - h}{\ln \frac{R}{r}} \quad (14)$$

Oznaczenia parametrów podano na rys. 27.

3. Dopływ wody do szybu przez dno płaskie

$$q = 4 k \cdot r \cdot s \quad (15)$$

Oznaczenia parametrów podano na rys. 28.

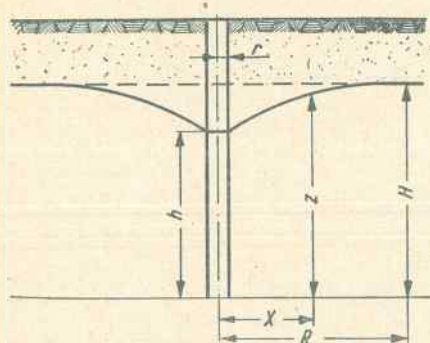
Kategorie skał według stopnia wodoprzenikliwości i współczynnika filtracji (według Korzuka)

Kategorie	Stopień wodoprzenikliwości	Rodzaj skały	Współczynnik filtracji k		Ogólny charakter utworów
			m/dobę	cm/sek	
I	Praktycznie nieprzepuszczalne	ilły, tłuste gliny, łupki ilaste, lite skały magmowe, marmury	$0 \div 0,01$	$0 \div 10^{-5}$	nieprzepuszczalne
II	Przepuszczalne w stopniu nieznacznym	gliny czwartorzędowe, spękanne łupki ilaste, skały magmowe ze słabymi pęknięciami	$0,01 \div 0,1$	$10^{-5} \div 10^{-4}$	
III	Bardzo słabo przepuszczalne	mulki i drobnoziarniste zailowane piaski, skały spękanne drobnoziarniste	$0,1 \div 1,0$	$10^{-4} \div 10^{-3}$	słabo przepuszczalne
IV	Słabo przepuszczalne	drobnoziarniste piaski jednorodne z domieszką ilu i pyłu, drobnoziarniste skały	$1 \div 10$	$10^{-3} \div 10^{-2}$	
V	Przepuszczalne w małym stopniu	piaski średnioziarniste, słabo zailowane i drobnoziarniste piaski czyste, gruboziarniste i średnioziarniste piaski, słabo cementowane piaskowce, skały szczelinowe	$10 \div 100$	$10^{-2} \div 10^{-1}$	średnio przepuszczalne
VI	Średnio przepuszczalne	gruboziarniste niejednorodne piaski z domieszką ilu, skały mocno szczelinowe	$100 \div 500$	$10^{-1} \div 5,10^{-1}$	
VII	Przepuszczalne w stopniu wyżej niż średnim	gruboziarniste czyste i jednorodne piaski, mocno szczelinowe wapienie i margle	$500 \div 1000$	$5,10^{-1} \div 1$	
VIII	Łatwo przepuszczalne	dobrze przesortowane, czyste gruboziarniste piaski z domieszką żwiru, szczelinowe wapienie	$1000 \div 2000$	$1 \div 2,5$	mocno przepuszczalne
IX	Przepuszczalne w wysokim stopniu	drobny żwir z niewielką domieszką piasku, szczelinowe i skrasowane wapienie z kawernami	$2000 \div 4000$	$2,5 \div 5$	
X	Przepuszczalne w wysokim stopniu	równoziaarnowy żwir o średnim grubym ziarnie, wapienie silnie skawernowane z gęstą siecią niewypelnionych kanałów	ponad 4000	ponad 5	

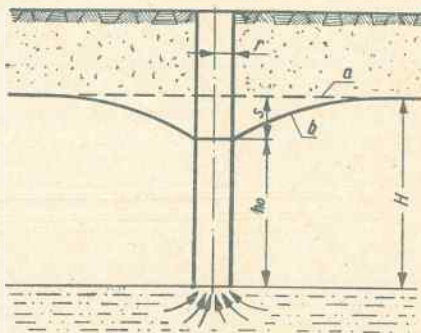
4. Dopływ wody do szybu przez ścianę boczną w skałach szczelinowatych przy zwierciadle swobodnym (wzór uproszczony)

$$q = 2 \pi \cdot k \cdot H \cdot \sqrt{r \cdot s} \quad (16)$$

Oznaczenia parametrów takie jak na rys. 28.



Rys. 27. Schemat dopływu wody do szybu przez ścianę boczną przy zwierciadle swobodnym



Rys. 28. Schemat dopływu wody do szybu przez płaskie dno

a — pierwotne zwierciadło wody, b — zwierciadło wody po pompowaniu, h_0 — wysokość zwierciadła wody w szybie przy uwzględnieniu leja depresyjnego

5. Dopływ wody do szybu przez ścianę boczną w skałach szczelinowatych przy zwierciadle napiętym

$$q = 2 \pi \cdot k \cdot m \cdot \sqrt{r \cdot s} \quad (17)$$

Oznaczenia parametrów takie jak na rys. 26.

Podane wyżej wzory odpowiadają dopływowi ustabilizowanemu po osiągnięciu równowagi pomiędzy dopływami wód, po ustaleniu się zasięgu odwodnienia R i krzywej leja depresyjnego $\frac{H}{R}$. Przed ustabilizowaniem dopływ będzie większy aniżeli wyliczony podanymi wzorami.

Dopływy wód do szybów kształtują się różnie w zależności od położenia szybu, jego średnicy i głębokości. W tabl. 15 podano średnie całkowite dopływy wód w szybach o średnicy 5,5 do 7,0 m i głębokości 200 do 500 m.

Chemizm wód i ich temperatura

Przy głębieniu szybów na terenach Polski spotyka się dwojakiego rodzaju wody:

- infiltracyjne, których chemiczne własności zależne są od składu chemicznego skał, przez które infiltrują i które wylugowują;
- wody reliktove, których skład chemiczny związany jest z charakterem dawnych basenów sedymentacyjnych.

W niektórych przypadkach może dojść do połączenia obu rodzajów wód.

Do głębienia szybów potrzebna jest woda pitna oraz woda przemysłowa. Woda pitna potrzebna jest dla ludzi oraz dla łaźni. Woda przemysłowa niezbędna jest do chłodzenia sprężarek, wykonywania obudowy szybowej oraz celów przeciwpożarowych.

Źródłami wody pitnej są: sieć wodociągowa, ujęcia źródeł i studnie wiercone w pobliżu szybu. Wymagana jest czystość bakteriologiczna wody, a poza tym nie może ona zawierać składników chemicznych w ilościach przekraczających podane w tabl. 16.

Tablica 15

Całkowite średnie dopływy wód w różnych okręgach górniczych

Wyszczególnienie	Dopływ wody m ³ /min
Szyby w Rybnickim Okręgu Węglowym	0,5 ÷ 1,0
Szyby w rejonie gliwickim	0 ÷ 0,250
Szyby w centralnej części zagłębia	0 ÷ 0,5
Szyby w północno-wschodniej części zagłębia węglowego (trias)	0,5 ÷ 2,5
Szyby w południowo-wschodniej części zagłębia węglowego (dąbrowskie)	0,5 ÷ 2,0
Szyby w południowej części zagłębia (jaworznicko-mikołowskie)	0,5 ÷ 1,5
Szyby dla rud żelaznych w rejonie częstochowskim	3,0 ÷ 10,0
Szyby dla rud żelaznych w rejonie łęczyckim	0,5 ÷ 2,0
Szyby dla kopalń rud miedzi	0,5 ÷ 25,0
Szyby dla kopalni soli	0 ÷ 10,0

Tablica 16

Dopuszczalna zawartość składników chemicznych w wodzie pitnej

Składniki	Zawartość według przepisów z 1933 r. mg/l	Zawartość wyjątkowa spotykana z powodu braku lepszych wód mg/l
Sucha pozostałość	do 500	do 2500
Chlorki Cl	do 250	do 300
Siarczany SO ₄	do 100	do 500
Azotany N ₂ O ₅	do 6	do 1000
Żelazo	do 0,3	
Mangan	do 0,1	
Związki organiczne (utleniające przez KMnO ₄)	do 3	do 25
Amoniak i azotyny	najwyżej ślady	
Fenole	do 0,001	

Dla celów przemysłowych wodę dostarcza się z ogólnej sieci wody przemysłowej, ujęć źródeł i rzek, stawów, studni, a niekiedy nawet z głębinowego szybu.

Woda używana do celów przemysłowych powinna wykazywać:

odczyn	lekko alkaliczny
twardość	nie wyżej 5 do 8° n
zawartość Cl	poniżej 200 mg/l
zawartość N ₂ O ₅	poniżej 50 mg/l
zawartość związków organicz- nych	poniżej 30 mg/l
zawartość CO ₂	poniżej 5 mg/l
zawartość SO ₂	nieznaczna
sucha pozostałość	poniżej 300 mg/l
CO ₂ wolne	brak

Jeżeli woda przemysłowa ma być używana jako składnik zaprawy, i do betonu, nie może wykazywać agresywności wobec cementu i kru-
szywa.

W celu dokonania właściwego wyboru rodzaju obudowy z uwagi na wody agresywne oraz należytego zabezpieczenia przed jej szkodliwym działaniem, należy się posługiwać wytycznymi normy PN-54-MBPrzem. I.TB-04256 Projekt — Beton hydrotechniczny. Charakterystyka wody jako środowiska dla betonu stwardniałego — lub normą radziecką GOST-4797-49 i 4798-49.

W tabl. 17 zestawiono wyniki analiz wód i oceny ich agresywności wykonanych przez Laboratorium technologiczne PB szybów w Bytomiu w czasie badań hydrogeologicznych pod głębione szyby.

Stwierdzić należy, że na ogół wody czwartorzędowe na terenie Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, jeżeli nie są zanieczyszczone ściekami lub kwasami humusowymi, mają zbliżony skład chemiczny. Należą do typu wód słodkich (mineralizacja poniżej 1 g/l) i nie są agresywne w stosunku do cementu portlandzkiego. Twardość ogólna waha się w granicach od 5,0 do 15 °n, zaś twardość węglanowa wynosi od 2 do 10 °n. Wykładnik wodorowy pH waha się od 8,0 do 7,0. Są to wody typu infiltracyjnego. Temperatura wód, zależna od pory roku, wynosi średnio 8 do 10°C. W szczególnych przypadkach temperatura ta może być wyższa z powodu spływu wód przez palące się hałdy przy kopalniach. W tym przypadku skład chemiczny wód pozostaje również pod wpływem zmineralizowanych wód, spływających z hałd (rozkład piryków). Przykład: badania pod szyb Teresa kopalni Szombierki.

W utworach ilastych mioceneskiego nadkładu w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym w górnych partiach występują wody należące do typu wód słodkich i słabo zmineralizowanych. Zawierają one od 100 do 3000 mg/l części rozpuszczonych. Charakterystyczną cechą tych wód jest mała zawartość jonów Ca²⁺, spowodowana brakiem agresywnego i wolnego CO₂. Z uwagi na małą neutralizację wody te również nie są w stanie rozpuścić CaCO₃ występującego w warstwach wodonośnych, to jednak są zdolne do rozpuszczania CaO zawartego w świeżym materiale obudowy. Z tych względów konieczne jest zabezpieczenie materiału obudowy środkami hydroizolacyjnymi (np. szyb IV kopalni Mszana) lub roztworem glino-cementowym (szyby kopalni Dębowiec). Cementacja nie daje w tym przypadku dobrych rezultatów i po okresie 5 do 6 mies. zaprawa w spoinach cegieł ulega ponownemu rozpuszczeniu. Wykładnik wodorowy pH dla wód tego typu wynosi 8,5 do 9,5. Mineralizacja wód wzrasta w miarę głębokości skokami. Temperatura wód wzrasta również z głębokością i wynosi 9,5 do 13,5°C.

Lp.	Pochodzenie próbki wody	Zawartość			
		CL'	SO ₄ ''	Ca''	Mg''
		mg/l	mg/l	mg/l	mg/l
1	2	3	4	5	6
1	Kop. Jastrzębie, otwór badawczy II pod szyb wentylacyjny I, głębokość pobrania 46,30	70,0	843,2	323,2	20,5
2	Kop. Jastrzębie, otwór badawczy II pod szyb główny, głębokość pobrania 208,50 m	411,3	486,3	142,3	55,0
3	Kop. Mszana, otwór badawczy II pod szyb wentylacyjny I, głębokość pobrania 36 m	9,0	46,8	58,2	6,0
4	Kop. Mszana, otwór badawczy II pod szyb wentylacyjny II, głębokość pobrania 48,86 m	7,0	42,0	67,1	9,04
5	Kop. Mszana, otwór badawczy II pod szyb wentylacyjny II, głębokość pobrania 65,75 m	10,0	40,0	71,4	10,2
6	Kop. Mszana, otwór badawczy II pod szyb wentylacyjny II, głębokość pobrania 191 m	429,0	82,0	58,6	33,7
7	Kop. Sośnica, otwór badawczy pod szyb Bojków, głębokość pobrania 263,8 m	6316	5716	372,4	291,7
8	Kop. Sośnica, otwór badawczy pod szyb Bojków, głębokość pobrania 261,2 m	6212	5678	697,7	272,4
9	Kop. Sośnica, otwór badawczy pod szyb Bojków, głębokość pobrania 234 m	21,3	7997	451,1	191,6
10	Kop. Szombierki, otwór badawczy pod szyb Teresa, głębokość pobrania 12,20 m	33,5	458,8	156,2	19,8
11	Kop. Szombierki, otwór badawczy pod szyb Teresa, głębokość pobrania 16,5 m	105,5	864,6	159,7	16,3
12	Kop. Bytom, otwór badawczy pod szyb Zachodni, głębokość pobrania 174 m	144,0	22,0	59,0	22,6
13	Kop. N. Wirek, szyb Wschodni, głębokość pobrania 165 m	63,9	15,0	46,0	17,6
14	Kop. N. Wirek, szyb Wschodni, głębokość pobrania 420 m	218,3	18,1	27,0	33,9
15	Kop. Michał, otwór badawczy pod szyb I, głębokość pobrania 55,10 m	223,4	280,2	291,1	34,5
16	Kop. Zofiówka, otwór badawczy pod szyb I, głębokość 134 m	11,4	68,0	12,0	9,9
17	Kop. Rudy Zel. Dębowiec szyb główny, głębokość pobrania 85,34 m	3,0	26,3	21,8	6,3
18	Kop. Soli Wapno otwór badawczy pod szyb III, głębokość pobrania 87 m	1994	2193	556	58,5
19	Kop. Soli Wapno otwór badawczy pod szyb III, głębokość pobrania 107 m	5097	2123	763	72,6
20	Kop. Soli Wapno, otwór badawczy pod szyb III, głębokość pobrania 150 m	4763	2453	687	80,4
21	Kop. Soli Solno, otwór badawczy nr 9, pod szyb II, głębokość pobrania 27 m	9920	2330	900	320
22	Kop. Soli Solno, otwór badawczy nr 9 pod szyb II, głębokość pobrania 126,6 m	12291	5480	2040	890

Oznaczenia: — brak agresywności
 + rodzaj agresywności
 ○ nie zalecone stosowanie cementu

i ich agresywność

jonów			Rodzaj agresywności					Zastosowanie betonu z cementu			Zastoso- wanie hydro- izolacji
wolne CO ₂ mg/l	kon- cen- trat H pH	twar- dy [wę- gla- n On	wylu- gowu- jąca	ogól- no kwaś- na	kwa- sowo wę- glowa	siar- cza- nowa	ma- gnezo- wa	cement portlandzki			
								zwy- kły	pucco- lanowy i pias- kowo pucco- lanowy	żuź- lowy	
7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
24,2	7,5	20,9	—	—	—	+	—	○	×	×	⊕
3,7	7,0	20,5	—	—	—	+	—	○	×	×	
13,2	2,0	5,9	+	—	—	—	—	○	×	×	
13,2	6,5	8,4	—	+	—	—	—	—	○	○	
10,6	8,0	11,2	—	—	—	—	—	×	×	×	⊕
0	6,2	8,4	—	+	—	—	—	○	○	○	
0	7,5	4,34	+	—	—	+	—	○	○	○	
0	7,8	3,53	+	—	—	+	—	○	○	○	
0	—	6,36	—	—	—	+	—	○	○	○	⊕
0	7,6	13,4	—	—	+	+	—	○	×	×	⊕
0	7,4	8,3	—	—	—	+	—	○	×	×	
8,8	7,8	13,5	—	—	—	—	—	×	×	×	
28,2	2,5	9,5	—	—	—	—	—	×	×	×	
0	8,6	35,0	—	—	—	—	—	×	×	×	⊕
13,2	8,0	49,0	—	—	—	+	—	—	×	×	
0	9,5	4,0	+	+	—	—	—	○	×	○	
8,8	6,5	5,4	+	+	—	—	—	○	○	○	
0	7,2	21,3	—	—	—	+	—	○	×	×	⊕
0	7,4	19,4	—	—	—	+	—	○	×	×	
—	6,5	22,6	—	+	—	+	—	○	○	○	
—	—	—	—	—	—	+	—	○	×	×	
—	—	—	—	—	—	+	—	○	×	×	

× cement można stosować
⊕ potrzebna hydroizolacja betonu

W głębszych partiach miocenu, gdzie plastyczne iły przechodzą w zwieźle iłolupki, wody wykazują większą mineralizację, przy czym zaznacza się również zasolenie wód spowodowane infiltracją słonych wód z dolnych formacji poprzez spękania. Pod względem chemicznym woda słona w utworach miocenijskich jest solanką typu sodowo-chlorowego z domieszką jodu i bromu; zawiera ona 10 do 60 g soli w 1 litrze. W stosunku do cementu portlandzkiego wykazuje agresywność wylugowującą i kwasową, zwiększającą się w miarę głębokości. Wykładnik wodorowy pH zmniejsza się w miarę głębokości i dochodzi przy 400 m poniżej 6,0. W miarę głębokości wzrasta mineralizacja wód oraz twardość ogólna (od 30 do 500 °n), zaś twardość węglanowa maleje od 20 do 4,4 °n.

Temperatura ze wzrostem głębokości wzrasta. Na przykład jeżeli przy głębokości 250 m wynosi 15°C, to przy 600 m 25 do 30°C.

Wody w utworach karbońskich są wodami typu szczelinowego. Zbiornikami wód są warstwy porowatych i spękanych piaskowców i zlepieńców. Jeżeli utwory karbońskie zalegają tuż pod powierzchnią ziemi lub pod wodoprzepuszczalnymi utworami czwartorzędu, wody występują również w spękanych łupkach oraz pokładach węgla. Infiltrują one ze zbiorników powierzchniowych. W miarę głębokości wody karbońskie ulegają mineralizacji, a w okręgu południowo-zachodnim zagłębia również zgazowaniu. Są to najczęściej wody zasobowe, dające się po pewnym czasie szarpać. Napór wód może być znaczny. Tak np. przy wierceniu badawczym pod szyb II kopalni Zofiówka stwierdzono na głębokości 700 m występowanie wód, których napór wynosił 60 atn. Mineralizacja wód wzrasta od około 10 g/l przy głębokości około 200 m do około 70 g/l na głębokości około 700 m, po czym przy głębokości około 800 m opada na około 50 g/l. Podobnie również i twardość ogólna wynosząca przy 800 m 20 °n wzrasta na głębokości 700 m do około 725 °n, a przy głębokości 800 m wynosi już tylko około 400 °n. Z głębokością maleje wykładnik wodorowy pH. Wynosi on około 8 przy głębokości 200 m oraz 6 przy głębokości 800 m. Twardość węglanowa maleje odpowiednio od 8,5 do 1,4 °n. Poniżej głębokości 400 do 500 m wody karbońskie są agresywne w stosunku do cementu portlandzkiego z powodu małej twardości węglanowej (mniej niż 5,6 °n) oraz niskiego pH (poniżej 7,0). Temperatura wód karbońskich na głębokości około 250 m wynosi 15°C, a na głębokości 800 m — 30°C.

W czasie badań w okręgu rybnickim stwierdzono zjawisko występowania progu termicznego: woda w utworach miocenijskich na granicy karbonu miała temperaturę wyższą aniżeli w karbonie.

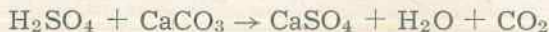
Wody z pokładów węgla w okręgu rybnickim wykazują radioaktywność, która jednak nie jest szkodliwa dla organizmu ludzkiego.

Oprócz lугującego działania słabo zmineralizowanych wód występuje również często w kopalniach węgla, rud i soli agresywność wód w stosunku do żelaza i betonu, z uwagi na ich kwasowość ($pH < 5$), pochodzącą z rozkładu siarczków, występowania wolnego CO_2 i H_2S . Rozkład składników betonu następuje wskutek wylugowania węglanu wapnia przez wodę zawierającą wolny CO_2 lub tworzenia gipsu przez wody zawierające jon SO_4 .

Zachodzące reakcje można wyrazić wzorami



lub



W przypadku gdy ilość jonów SO_4 wynosi 200 do 800 mg/l, uważamy wody za słabo agresywne, poniżej tej granicy wody są silnie agresywne. Zachodząca reakcja



wymaga dla stałego zrównoważenia kwaśnego węglanu pewnej określonej ilości CO_2 . Występujący w wodzie wolny CO_2 jest agresywny i powoduje dalszą rozpuszczalność wapienia. Właściwe rozeznanie zawartości szkodliwych składników w wodach ma kapitalne znaczenie dla budowy szybu. Niewłaściwe lub nieściśle zbadanie wód jest niejednokrotnie powodem niepowodzenia głębień i utrzymania szybu.

Nadmienić należy, że w stosunku do budowli, wznoszonych w środowisku wód agresywnych, w szybach istnieją wyjątkowo sprzyjające warunki rozkładu budowy wskutek ustawicznego spływu ługującej wody do szybu. Z tych przyczyn nie może dojść do ustabilizowania się składu i przzerwiania reakcji wymiany jonów.

Mając powyższe na uwadze, obudowę szybów uodparnia się na działanie wód agresywnych przez:

- dobór odpowiedniego gatunku cementu odpornego na działanie występujących wód agresywnych;
- dobór odpowiedniego gatunku skały na kruszywo oraz jego ziarnowości z uwagi na odporność na agresywne działanie wód oraz wykonanie możliwie szczelnego betonu;
- zastosowanie środków ograniczających przenikanie wody; środkami tymi są, np. koszulki ilowe, asfaltowanie obudowy, dodawanie patentowych preparatów powodujących zwiększenie wodoszczelności betonu (np. silikon), mechaniczne podniesienie szczelności obudowy przez jej wibrowanie i przez odpowiedni dobór współczynnika wodnocementowego.

Temperatura wód podziemnych zależy jest od warunków klimatycznych oraz stopnia geotermicznego skał. Wody gruntowe wykazują zazwyczaj temperaturę równą średniej rocznej temperaturze terenu. Sezonowe wahania temperatury wód w Polsce na głębokości 5 do 6 m od powierzchni ziemi nie powinny przekraczać 5° , jeżeli nie mają komunikacji z wodami powierzchniowymi.

Temperatura wód w głębinnych zależy jest od stopnia geotermicznego i można ją określić z wzoru

$$T_H = t_0 + \frac{H - h}{g} \quad (18)$$

gdzie

- T_H — temperatura na głębokości H ,
- t_0 — przeciętna temperatura roczna, $^\circ\text{C}$,
- h — głębokość warstwy o temperaturze stałej (w naszych warunkach przyjmuje się 20 m),
- g — wielkość stopnia geotermicznego (średnio 33 m).

Występowanie gazów

Spśród gazów wywierających szkodliwy wpływ na głębieńszybu wyróżnić należy metan CH_4 , dwutlenek węgla CO_2 , tlenek węgla CO oraz siarkowodor H_2S .

Występowanie siarkowodoru przy głębieniu szybów jest na ogół rzadkie. Spotyka się go przy głębieniu szybów w okręgu gliwickim w zawodnionych warstwach miocénskich gipsów (np. szyb I i II kopalni Szczygłowice). Siarkowodor wydziela się w niewielkich ilościach z wody wypływającej ze skał i nie jest szkodliwy dla zdrowia.

Dwutlenek węgla i tlenek węgla spotyka się przy głębieniu szybów przechodzących przez stare zroby (np. szyb Wschodni kopalni Nowy Wirek). Wskutek ograniczonej pojemności zbiornika po chwilowym zatrzymaniu szybu i wzmocnieniu wentylacji można prowadzić dalsze głębienie.

Metan występuje przy głębieniu szybów w kopalniach węgla i soli. Ze względu na dużą skłonność do zapalenia się i wybuchów, występowanie metanu stanowi poważne utrudnienie przy głębieniu szybów.

W Górnośląskim Zagłębiu Węglowym wydzielanie metanu związane jest w pierwszym rzędzie z występowaniem węgla koksowniczych (Rybnicki Okręg Węglowy) oraz z przejściem na pozostałym obszarze do eksploatacji pokładów zalegających poniżej 600 m głębokości.

Dokładne zbadanie ilości wydzielanego metanu w czasie wiercenia otworu badawczego pod szyb nie jest łatwe. Gaz występuje bardzo często z wodą, toteż z chwilą nawiercenia horyzontu gazo-wodnego otwór wypełnia się wodą, która przy małym ciśnieniu złożowym wywiera przeciwcisnienie na gaz pozostający w złożu. Tylko gaz o dużym ciśnieniu złożowym daje o sobie znać, przedostając się ponad słup wody, a nawet niekiedy dając samowypływy wody i gazu. Ilość wydzielanego gazu oraz jego ciśnienie można zmierzyć przez nałożenie na otwór szczelnego kołpaka i zainstalowania manometru i gazomierza. Mniejsze ilości gazu można pomierzyć z pobranych próbek wody, w której gaz jest zawarty.

W najbardziej gazonośnym Rybnickim Okręgu Węglowym metan spotykany jest w utworach karbońskich oraz w dolnej części utworów miocénskich. Występuje on samodzielnie lub częściej w towarzystwie wody; gromadzi się w spękaniach, szczelinach oraz porach skał porowatych; występuje nieregularnie, stwierdzić jednak można, iż wiąże się on ze strefami zaburzeń (uskoki).) Większe ilości metanu spotyka się w pokładach węgla oraz w towarzyszących tym pokładom warstwach piaskowca. Rozeznanie ciśnienia metanu nie zostało jeszcze dokładnie przeprowadzone. Przypuszcza się, iż na powierzchni ziemi wynosi ono około 2 atn.

Ciśnienie metanu wydobywającego się razem z wodą pomierzone w szybie II kopalni Moszczenica na głębokości 300 do 320 m wynosiło 16 atn, zaś w kopalni Mszana w otworach dołowych — 26 atn.

Największą ilość wypływającego metanu stwierdzono w otworze badawczym pod szyb II kopalni Moszczenica. Wynosiła ona od 600 do 3000 l/min. Dopływ metanu od szybu I Moszczenica utrzymywał się w ilości 1 m³/min. W czasie wiercenia otworu badawczego pod szyb Moszczenica V stwierdzono na granicy miocenu i karbonu (głębokość 63 do 64 m) wypływ gazu w ilości 1,5 do 2,5 m³/min przy ciśnieniu 4 atn. Wypływający gaz zawierał 87% metanu.

W skałach niezawodnionych wydzielanie gazów nie pociąga za sobą naruszenia struktury skał. W skałach słabo zwięzłych (iły miocénskie) wydzielanie się gazu łącznie z wodą powoduje zmianę struktury skał, gdyż wydzielająca się wraz z gazem woda powoduje pęcznienie ilów i zaciskanie szybu.

W zawodnionych utworach karbońskich wypływ gazu i wody ma charakter pulsujący (fukacze).

Wydzielający się z otworów gaz zawiera metan w ilości 80 do ponad

95% oraz kilka procent tlenu i azotu. Tlenek węgla i dwutlenek węgla występują w ilościach małych, zwykle poniżej 1%.

W przylegającym do Rybnickiego Okręgu Węglowego zagłębiu Karwińskim występują w niektórych rejonach na pograniczu miocenu i karbonu utwory przedstawiające rumosz i druzgot skał karbońskich, zwane *detrytus*. W utworach tych występuje solanka silnie zgazowana. W skład gazu wchodzi metan lub dwutlenek węgla. Są to bardzo niebezpieczne utwory dla głębienia szybów.

5. Badania geomechaniczne

Dla pełnego rozeznania warunków geologicznych w miejscu głębienia szybu, oprócz badań hydrogeologicznych, konieczne jest wykonanie całego szeregu badań zarówno terenowych, jak i laboratoryjnych, mających za zadanie ustalenie własności geomechanicznych skał, które przebiegać będzie szyb.

Do badań tych należą: opis skał z punktu widzenia geomechanicznego (podanie ziarnistości skał), ustalenie kątów tarcia wewnętrznego dla poszczególnych warstw, oznaczenie wskaźnika zwięzłości, ciężaru objętościowego, określenie szczelinowatości i porowatości skał, ustalenie struktury skał z uwagi na zaburzenia geologiczne oraz nachylenia warstw skalnych, stwierdzenie plastyczności skał oraz określenie wytrzymałości na ściskanie i zginanie.

Skład ziarnowy

Określenie ziarnowości skał w miejscu głębienia szybu dokonuje się przez pobranie próbek z otworu badawczego. Wiąże się ono ściśle z wyborem metody głębienia szybu, a w szczególności z metodą sztucznego obniżania poziomu wód gruntowych, metodą cementacji oraz chemicznego zestalania skał. O wyborze tej czy innej metody decyduje odpowiednia porowatość i przepuszczalność skał, które pozostają w związku ze składem ziarnowym skał luźnych.

Stosownie do polskich norm przy uwzględnieniu średnicy rozróżnia się następujące frakcje ziarnowe:

Głazy obtoczone, kamienie ostrokrawędziaste (więcej niż 50% głazów i kamieni większych od 80 mm) . . .	powyżej 80 mm
Otoczaki i rumosz (ostrokrawędziasty) (więcej niż 25% ziarn większych od 25 mm) . . .	ziarn 25 do 10 mm
Żwiry grube (mniej niż 25% ziarn większych od 25 mm)	ziarn 25 do 10 mm
Żwiry drobne	ziarn 10 do 2 mm
Piaski gruboziarnowe . . .	ziarn 2 do 0,5 mm
Piaski średnioziarnowe . .	ziarn 0,5 do 0,25 mm
Piaski drobnoziarnowe . .	ziarn 0,25 do 0,05 mm
Pyły	ziarn 0,05 do 0,002 mm
Iły	ziarn poniżej 0,002 mm

Z uwagi na wielofrakcyjność skał luźnych, określenie makroskopowe nie jest dokładne. Dla właściwego określenia składu ziarnowego wykonuje się analizę sitową dla ziarn o średnicy $> 0,1$ mm oraz stosuje się metodę areometryczną dla ziarn mniejszych. Zaliczenie skał do jednej z przedstawionych grup dokonuje się za pomocą trójkąta Fereta bądź też, przy ilości frakcji większej od trzech, stosuje się instrukcje podane w PN-54/B-02480.

Kąt tarcia wewnętrzznego skał i wskaźnik zwięzłości

Stateczność naturalnego skoku skały (ociosu) określa współczynnik tarcia wewnętrznego. Jest on miarą przeciwstawienia się skał sypkich zsuwowi, w naturalnym układzie współczynnik tarcia wewnętrznego jest równy oporowi tarcia między cząsteczkami gruntu. Największy kąt, według którego nie obudowana skała układa się w sposób naturalny i bezpieczny, nazywa się kątem naturalnego stoku skał sypkich i miękkich oraz kątem bezpiecznego ociosu dla skał zwięzłych. Czynnikiem, dzięki któremu skała utrzymuje się w naturalnym stoku lub ociosie, jest więc

Tablica 18

Katy naturalnego stoku i bezpiecznego ociosu

Nazwa skały	Skały suche z wilgocią naturalną	Skały wilgotne i mokre	Skały mokre nasycone
<i>kąty naturalnego stoku, stopnie</i>			
Torf	35	30	25
Ziemia roślinna, czarnoziem	40	33	15
Ziemia roślinna zleżała	45	35	—
Słabe gliniaste masy, słaba glina piaszczysta	40	27	20
Skały gliniaste, glina piaszczysta średnio zbita	40	30	25
Glina zbita i glina piaszczysta	45	40	15
Margiel średniej twardości	45	40	35
Silnie zbita glina	45	37	35
Silnie zbite gliniaste skały	45	37	35
Drobny piasek z domieszką ilu	40	25	20
Drobny piasek czysty	40	27	22
Drobny piasek zbity	45	30	25
Piasek zbity	45	33	27
Piasek drobny luźno usypany	37	30	22
Średnioziarnowy piasek luźno usypany	37	33	25
Gruby piasek zbity	45	33	27
Węgiel rozdrobiony	50	40	30
<i>kąty naturalnego ociosu, stopnie</i>			
Węgiel zbity	50 ÷ 70		
Wapień średnio twardy	75 ÷ 80		
Miękki wapień	60 ÷ 70		
Serpentyn	60		
Kamień gipsowy	80		
Granit	80 ÷ 90		
Wapień zbity	80 ÷ 85		

współczynnik tarcia wewnętrznego, wielkość którego określa tangens kąta tego tarcia. W skałach sypkich i plastycznych kąt tarcia wewnętrznego rośnie wraz ze wzrostem obciążenia, zaś w skałach zwiezłych zarówno kąt tarcia wewnętrznego, jak i spoistość są wielkościami stałymi.

Kąty naturalnego stoku oraz kąty bezpiecznego ociosu podane są w tabl. 18.

Zwiezłość jest własnością skał, która charakteryzuje zdolność skały do urabiania. W ogólności można stwierdzić, że im zwiezlejsza jest skała,

Tablica 19

Klasyfikacja skał według M. M. Protodiakonowa

Katego- ria	Stopień zwiezłości	Rodzaj skały	Wskaźnik zwiez- łości $f = \operatorname{tg} \varphi$	Kąt tarcia we- wnętrz- nego $\varphi = \operatorname{arctg} f$
I	Nadzwyczaj mocne	najbardziej mocne kwarcyty, bazal- ty i inne	20	87°8'
II	Bardzo mocne	granity, porfiry, kwarcyty, bardzo mocne piaskowce i wapienie	15	86°11'
III	Mocne	granity, mocne piaskowce, wapienie, konglomeraty, mocne rudy	10	84°18'
IIIa		wapienie, słabe granity, mocne pias- kowce i marmury, dolomity	8	82°53'
IV	Dosyć mocne	zwykle piaskowce, rudy żelazne	6	80°32'
IVa		łupki piaszczyste, piaskowce ilaste	5	78°41'
V	Średnie	mocne łupki ilaste, słabe piaskowce i wapienie, miękkie konglomeraty	4	75°58'
Va		różnorodne łupki (nie mocne) zbity margiel	3	71°34'
VI	Dosyć miękkie	miękkie piaskowce, bardzo miękkie wapienie, kreda, sól kamienna, gips, zmarznęta ziemia, antracyt,	2	63°26'
VIa		zwykły margiel, rozluźniony pias- kowiec, scementowane otoczaki, kamienisty grunt	1,5	56°19'
VII	Miękkie	złiwate grunty, rozluźniony pias- kowiec, ubite otoczaki i żwir, mocny węgiel kamienny, zbity głina	1,0	45°00'
VIIa		gliny (zwiezłe), miękkie, węgle ka- mienne, zwiezłe grunty gliniaste	0,8	38°40'
VIII	Ziemiste	lekkie piaszczyste gliny, żwir	0,6	30°58'
IX	Sypkie	ziemia roślinna, torfy, mokre piaski	0,5	26°35'
X	Płynne	piaski, drobne żwiry, nasypy ziemne, zwały węgla	0,3	16°42'
		kurzawki, błotniste grunty, rozrze- dzone lessy i grunty		

tym trudniejsze jest jej urabianie. W odniesieniu do urabiania dzielimy skały na wyjątkowo zwięzłe, bardzo zwięzłe, średnio zwięzłe i miękkie.

Podział skał według zwięzłości przeprowadził M. M. Protodiakonow. Dzieli on wszystkie skały na 10 grup, przydając każdej z nich wskaźnik zwięzłości f , równy 0,01 wytrzymałości próbki na ściskanie.

Klasyfikacja skał według M. M. Protodiakonowa przedstawiona jest w tabl. 19.

Przedstawiony wyżej podział skał pod względem zwięzłości nie daje pełnej charakterystyki skał z uwagi na inne cechy, jak np. zwiercalność, czy też podatność skał do urabiania robotami strzelniczymi. Stąd też w niektórych krajach, np. w ZSRR, wprowadza się również podział skał pod kątem widzenia zwiercalności i podatności do urabiania materiałami wybuchowymi.

Badanie zwięzłości przeprowadza się również laboratoryjnie, posługując się przyrządem Page'a lub Kleina.

Ciężar objętościowy i właściwy skał

Ciężar objętościowy skały jest to ciężar jednostki objętości wraz z pustymi przestrzeniami. Jednostkami miary są: cm^3 , kg/dcm^3 lub t/m^3 . Wielkość ciężaru objętościowego jest mniejsza niż ciężaru właściwego, który daje ciężar materiału bez uwzględnienia pustych przestrzeni.

Tablica 20

Ciężary objętościowe różnych rodzajów skał

Rodzaj skały	Ciężar t/m^3
Dolomit	2,5 ÷ 2,9
Wapień	2,45 ÷ 2,85
Łupek	2,65 ÷ 2,70
Margiel	1,8 ÷ 2,65
Piasek drobnoziarnowy suchy	1,2 ÷ 1,65
Piasek drobnoziarnowy mokry	1,9 ÷ 2,1
Piasek gruboziarnowy	1,4 ÷ 1,5
Antracyt	1,4 ÷ 1,7
Bazalt	2,7 ÷ 3,2
Granit i porfir	2,7 ÷ 2,8
Sól kamienna	1,25 ÷ 2,4
Węgiel kamienny	1,2 ÷ 1,5
Węgiel brunatny	1,2 ÷ 1,4
Kreda	2,3 ÷ 2,5
Gлина sucha	1,5 ÷ 1,6
Gлина świeża	1,67 ÷ 1,85
Gлина stwardniała	1,8 ÷ 2,60
Ziemia sucha	1,6 ÷ 1,9
Zelaziak czerwony	4,5 ÷ 4,8
Hematyt	4,1 ÷ 4,3
Piaskowiec ilasty	2,65 ÷ 2,70
Iły i ilolupki miocenijskie (Rybnicki Okręg Węglowy)	1,9 ÷ 2,0

Zestawienie ciężarów objętościowych różnych rodzajów skał podane jest w tabl. 20.

Ciężary właściwe skał podaje tabl. 21.

Ciężary właściwe skał

Rodzaj skał	Ciężar t/m ³	Rodzaj skał	Ciężar t/m ³
Gлина	2,7 ÷ 2,85	Wapień	2,6
Ил	2,66 ÷ 2,7	Піaskowiec	2,2
Піasek kwarcowy	2,65	Łupki ilaste	2,5
Піasek	2,64 ÷ 2,69	Łupki piaszczyste	2,6

Współczynnik rozsypaności (rozluźnienia) skał

Nazywamy nim stosunek objętości skały wydobytej do objętości skały w całości. Zależy on od zwięzłości oraz od rozdrabialności skały (podatność na kruszenie). Wielkość współczynnika podano w tabl. 22.

Tablica 22

Współczynniki rozsypaności skał

Rodzaj skały	Współczynnik rozsypaności
Czysty piasek i żwir	1,05 ÷ 1,2
Piaszczysty zbity grunt	1,1 ÷ 1,15
Grunt gliniasty	1,15 ÷ 1,2
Grunt z gliny piaszczystej i piasku gliniastego	1,2 ÷ 1,25
Gлина i глина zbита z otoczkami	1,3 ÷ 1,4
Grunt kamienisty	1,4 ÷ 1,45
Osady rzeczne z otoczek	1,4 ÷ 1,6
Łupki ilaste	1,4 ÷ 1,6
Pіaskowce i wapienie	1,25 ÷ 1,5
Skały zbite	1,35 ÷ 1,8
Łupki piaszczyste	1,5 ÷ 2,5
Inne skały zwięzłe	1,8 ÷ 2,5

Porowatość, wodochłonność

Porowatością skały nazywa się łączną objętość porów zawartych w jednostce objętości danej skały.

Wyraża się ją stosunkiem objętości porów do objętości badanego materiału wyrażanym w procentach. Znajomość porowatości skał w miejscu głębienia szybu jest zagadnieniem bardzo ważnym z uwagi na fakt gromadzenia się w skałach porowatych wód i gazów, jak również z uwagi na możliwość praktycznego zastosowania metody głębienia szybu drogą cementacji, albo chemicznego zestalania skał.

Porowatość niektórych skał podana jest w tabl. 23.

Z zagadnieniem porowatości łączy się problem kawernowania skał. Z problemem tym spotykamy się niekiedy w górniczych rejonach Polski. W Górnosląskim Zagłębiu Węglowym kawerny występują w dolomitach i wapieniach triasowych Niecki bytomskiej. Kawerny te wypełnione są najczęściej wodą.

Do silnie skawernowanych (28%) należą również wapienie cechsztyńskie Niecki grodzieckiej w dolnośląskim okręgu występowania złóż miedzi. Utwory te wypełnione są wodą. Do skawernowanych należy zaliczyć również utwory czapy gipsowej wysadów soli w Wapnie i Inowrocławiu na kontakcie ze złożami soli. Wszystkie te utwory stanowią poważne nie-

Tablica 23

Porowatość niektórych skał

Rodzaj skały	Porowatość %
Granity, łupki krystaliczne, gnejsy, gablo, diabazy	0,02 ÷ 1,8
Wapienie, marmury, dolomity	0,53 ÷ 19,4
Piaskowce	4,8 ÷ 28,3
Piaski jednorodne	26,0 ÷ 47,0
Piaski mieszane	35,0 ÷ 40,0
Zwiry	35,0 ÷ 40,0
Gliny	44,0 ÷ 47,0
Gliny piaszczyste	52,0 ÷ 55,0
Ziemia roślinna	45,0 ÷ 65,0
Torf	do 81,0

bezpieczeństwo przy głębieniu szybów i z tego powodu z zasady przy głębieniu szybów w tych rejonach stosuje się zamrażanie, cementację skał, a nawet oba sposoby równocześnie.

Wodochłonnością nazywa się zdolność skał do wchłaniania i zatrzymywania wody. Wyraża się ją stosunkiem ciężaru pochłoniętej przez daną skałę wody do ciężaru skały suchej. Podaje się ją w procentach w odniesieniu do ciężaru lub objętości skały.

Cechy strukturalne górotworu

W wyniku działania ruchów górotwórczych, procesów sedymentacyjnych, wylewów lawy itp. wytwarza się podzielność skał, przebiegająca wzdłuż powierzchni zmniejszonej wytrzymałości. Podzielność bardzo często jest utajona i objawia się dopiero po wyłamaniu skały z calizny.

Szczelinowatość — dalsza cecha strukturalna skał — jest to podzielność jawna, widoczna w postaci odpajania się calizny wzdłuż powierzchni podzielności skał.

Niektóre skały według szczelinowatości dzielą się na:

- słabo szczelinowate z widocznymi płytkimi szczelinami, rozmieszczonymi przeważnie w jednym kierunku w odległości 0,5 do 1 m od siebie,
- szczelinowate z widocznymi szczelinami, położonymi w odległości 0,3 do 0,5 m od siebie, przecinającymi caliznę w różnych kierunkach,
- silnie szczelinowate z głębokimi, wyraźnymi szczelinami, rozrzuconymi w różnych kierunkach w odległości od 0,1 do 0,3 m od siebie.

Szczelinowatość skał przy głębieniu szybu jest cechą raczej niepożądaną.

W skałach zwięzłych zbytnia szczelinowatość utrudnia wiercenie

otworów strzałowych i zmniejsza efekt działania materiałów wybuchowych. Utrzymanie szczelinowatych ociosów w szybie jest utrudnione. Szczeliny są dogodnymi drogami komunikacyjnymi dla dopływu wody i gazu do szybu. Niejednokrotnie są one również drogami dopływu piasków płynnych i kurzawki z wyżej zalegających zawodnionych skał sypkich.

Własności wytrzymałościowe skał

Przez to określenie rozumie się odporność (wytrzymałość) skał na działania mechaniczne.

Ze względu na niejednorodność materiału skalnego cechy wytrzymałościowe skał nie są jednolite. Podobnie jak przy innych materiałach wyróżniamy:

R_c — wytrzymałość skał na ściskanie,

R_r — wytrzymałość skał na rozciąganie,

R_g — wytrzymałość skał na zginanie.

Wartości te dla niektórych skał podano w tabl. 24.

Tablica 24

Wytrzymałość niektórych skał na R_c , R_r i R_g

Rodzaj skały	R_c kG/cm ²	R_r kG/cm ²	R_g kG/cm ²
Granit	450÷3500	30÷80	140
Sjenit	800÷1600		
Porfir	500÷3500		
Bazalt	1000÷5000	100	200
Lawa bazaltowa	300÷1500		
Dioryt, diabaz	2000	50	
Trachit, andezyt	700		100
Gnejs	1600		
Tufy	200÷1500		
Marmur	500÷1800	20÷60	
Wapień	200÷1600	15÷60	
Dolomit	do 1300	10÷30	60÷180
Szarogłaz	1000		
Piaskowiec			
średnio mocny	1500÷2000		
mocny	1000÷1500	1/30 R_c	
średnio mocny	600÷1000	1/7 R_c	
słaby	200÷600		
Piaskowiec (Górny Śląsk):			
prostopadle do uławicenia	800	40÷67	
równolegle do uławicenia	770	20÷55	
Łupek (Górny Śląsk):			
prostopadle do uławicenia	710÷940		
równolegle do uławicenia	460÷670		
Węgiel (Górny Śląsk)	165÷210		
Iły kaolinitowe (łupki ilaste)	140÷300		30÷60
Iły kaolinitowe illitowe (łupki plastyczne)	31÷100		11
Iły kaolinitowo-serycytowo-kwarcowe (łupki ilasto-piaszczyste)	104÷400		45
Iły (łupki kaolinitowo-chlorytowo-syderytowe)	100÷500 (średnio 345)		55

Plastyczność skał

Zdolność przybierania przez daną skałę różnych kształtów przy zachowaniu stałej objętości nazywa się plastycznością. Plastyczność skał zależy od składu chemicznego minerałów, z których jest ona zbudowana oraz od stopnia rozdrobienia. Zawdzięczając swej krystalochemicznej budowie, minerały te mają zdolność wiązania w sobie wody, przez co mogą one, przy określonej ilości wchłoniętej wody, zmieniać kształt, nie zmieniając objętości. Zdolne są one również do tworzenia w wodzie zawieszin. Stopień plastyczności skały zależy od ilości związanej wody. Zdolność wchłaniania wody zależy w głównej mierze od składu mineralogicznego skał. Szczególną rolę odgrywają tu minerały grupy montmorylonitu, które mogą wchłaniać znaczne ilości wody, zwiększając w szerokich granicach swoją objętość.

Plastyczność skały oznacza się górną i dolną granicą zawartości wody, wyrażanej w procentach wagowo lub objętościowo. Górna granica zawartości wody nazywa się granicą płynności, dolna zaś granicą wałkowania lub zwiłalności. Granica wałkowania leży na przejściu skały ze stanu półtwardego w stan plastyczny, a granica płynności na przejściu skały ze stanu plastycznego w stan płynny.

W górnictwie za skały plastyczne uważa się również te, które wprowadzie w sensie ceramicznym nie są uważane za plastyczne, lecz stają się nimi pod wpływem działania większych ciśnień. Są nimi przede wszystkim łupki ilaste, sól kamienna (plastyczna pod ciśnieniem 50 kG/cm²), zamrożone zawodnione skały sypkie, lód oraz inne, np. marmur (przy ciśnieniu 700 kG/cm²).

Własności mechaniczne skał plastycznych, kohezja c , kąt tarcia wewnętrzne φ i moduł plastyczności E podano w tabl. 25.

Tablica 25

Wartości C , φ i E dla skał plastycznych

Rodzaj skały	C kG/cm ²	φ stopnie	E kG/cm ²
II miękki plastyczny	0,05	10	15÷60
II twardy plastyczny	0,2	14	40÷80
II półtwardy	0,4	16	100÷150
Gлина на гранicy płynności	0,5÷0,2	0÷5	
Gлина miękka plastyczna	0,2÷0,5	2÷6	
Gлина plastyczna	0,3÷0,8	4÷15	10÷16
Gлина twardo plastyczna	0,5÷0,8	6÷25	
II chudy	0,05÷0,2	20÷30	
II tłusty	0,05÷0,3	15÷25	
Górnośląskie Zagłębie Węglowe Rejon Gliwicko-rybnicki:			
Gliny i żyłone pyły czwartorzędowe	0,2÷0,7	18÷25	
Suche pyły czwartorzędowe	0,2÷0,4	20÷20	
Iły i ilolupki mioceny	0,6÷1,0	40÷45	

W budownictwie szybowym plastyczność skał jest cechą niesprzyjającą. Skały plastyczne utrudniają głębienie szybu normalną metodą, nie zezwalając na odsłonięcie ociosów skalnych na całym obwodzie szybu. Wymaga to zastosowania specjalnych sposobów głębienia, jak np. głębienie segmentami, głębienie i wykonywanie obudowy sposobem spiralnym.

Kardynalną zasadą głębienia szybów w skałach plastycznych jest niedopuszczenie do przytapiańszybu i zawodnienia chłonnących wodę i pęczniejących ilów i glin. Wydzwignięcia dna głębionego szybu wskutek pęcznienia ilów są bardzo znaczne. Tak np. przy głębieniu szybu Msza-na IV niezabezpieczone ilaste dno szybu zostało wydzwignięte przy zatopieniu szybu o około 12 m w górę, przy czym wykrzywieniu w kierunku ku powierzchni uległy belki zbrojenia oraz rama napinająca. Pomierzone laboratoryjnie pęcznienie ilów wynosi 15 do 20% ich pierwotnej objętości. Tak znaczne wyciśnięcie skały do szybu należy zatem przypisać podnoszeniu się pęczniejącego materiału ilastego z dna do góry przy równoczesnym napływie plastycznych ilów z ociosów i dna do szybu. Podobne zjawisko wykazują zamrożone zawodnione ily. Po otwarciu w szybie zamrożonym długiego odcinka szybu i zabezpieczeniu go obudową tymczasową, a nawet ostateczną, następuje zaciskanie ociosów, przez co szyb ulega owalizacji. Odchylenia te mogą dochodzić przy średnicy szybu 5,0 do 6,0 m do kilkunastu centymetrów, a zabudowane zbrojenie szybowe ulega wyboczeniu.

Jak wykazała praktyka szybowa, głębienie szybów w skałach plastycznych będzie przebiegało prawidłowo przy zachowaniu następujących warunków:

- roboty przy głębieniu szybu powinny być tak zorganizowane, aby głębienie mogło się odbywać szybko (odpowiednia przelotność maszyny wyciągowej, odstawa urobku itd.),
- ociosy powinny być odsłonięte na możliwie najmniejszej powierzchni, przy czym obudowę należy wznosić po kilku godzinach po odsłonięciu ociosów,
- unikać zawodnienia dna szybu wodą spływającą z obudowy szybowej lub wodą wypływającą z pylastych i piaszczystych wkładek pomiędzy plastycznymi ilami; spływającą wodę należy kierować do podstawionego naczynia i wyciągać na powierzchnię.

Dopuszczalne jednostkowe obciążenia gruntów

W odniesieniu do budowli napowierzchniowych Polskie Normy (PN-B-184) wyznaczają wartości dopuszczalnych obciążeń jednostkowych (w kG/cm^2) przy założeniu liniowego rozkładu naprężeń, obliczonych według zwykłych wzorów na ściskanie.

W odniesieniu do budowli górniczych (np. posadowienie obudowy szybowej, wieńce podstawowe) podane w tabl. 26 wartości dopuszczalnych obciążeń jednostkowych mają znaczenie wytycznych.

Przewodnictwo cieplne i elektryczne skał

Przewodnictwo cieplne skał zależne jest od ich składu mineralnego, porowatości, zawartości w nich wody i ciężaru objętościowego oraz od temperatury i ciśnienia.

Przewodnictwo cieplne odgrywa dużą rolę przy zamrażaniu skał. Z tych względów znajomość tej cechy skał jest bardzo pożyteczna przy głębieniu szybów metodą zamrażania w celu ustalenia właściwej organizacji robót i zachowania należytego bezpieczeństwa pracy.

Dopuszczalne obciążenia w kg/cm^2 w zależności od rodzajów i stanu skał

Grunty	Dopuszczalne obciążenia, kg/cm^2 , gdy stan gruntu jest:			
	zwarty	półzwarty	twardo plastyczny	plastyczny
A. Spoiste				
Iły	5÷4	4 ÷ 2,5	2,5÷1,5	1,5÷1,0
Gliny ciężkie	4÷3	3 ÷ 2	2 ÷ 1,5	1,5÷0,8
Iły chude	4÷3	3 ÷ 2	2 ÷ 1,0	1,0÷0,5
Iły piaszczyste	4÷3	3 ÷ 2	2 ÷ 1,0	1,0÷0,5
Iły pylaste	4÷3	3 ÷ 2	2 ÷ 1,0	1,0÷0,5
Gliny	3,5÷2,5	2,5÷1,5	1,5÷1,0	1,0÷0,5
Gliny piaszczyste	3 ÷ 2,5	2,5÷1,5	1,5÷1,0	1,0÷0,5
Gliny piaszczyste	3 ÷ 2,5	2,5÷1,5	1,5÷0,8	0,8÷0,5
Pyły	2 ÷ 1,5	1,5÷0,8	0,8÷0,5	
Lessy	2,5÷2,0	2,0÷0,8	0,8÷0,5	
Pyły piaszczyste	2 ÷ 1,5	1,5÷0,8	0,8÷0,5	
Margle	3,5÷2,5	2,5÷2		
A1. Niespoiste				
	zwarty	średniozwarty	luźny	
Piaski pylaste:				
suche, półsuche:	2,0÷1,5	1,5÷0,8	0,8÷0,5	
wilgotne	1,5÷1,0	1,0÷0,5	0,5	
mokre	1,0÷0,5	—	—	
Piaski gliniaste				
suche, półsuche	2,5÷2,0	2,0÷1,5	1,5÷0,8	
wilgotne	2,0÷1,5	1,5÷1,0	1,0÷0,5	
mokre	1,5÷1,0	1,0÷0,5	—	
Piaski różnoziarnowe	3,5÷2,5	2,5÷1,0	1,0÷0,5	
Piaski drobne:				
suche, półsuche	3,0÷2,5	2,5÷1,0	1,0÷0,5	
wilgotne	2,5÷2,0	2,0÷1,0	1,0÷0,5	
mokre	2,0÷1,5	1,5÷0,5	—	
Piaski drobnoziarnowe	3,5÷2,5	2,5÷1,0	1,0÷0,5	
Piaski gruboziarnowe	5÷3	3 ÷ 1,0	1,0÷0,5	
Żwiry	6÷4	4 ÷ 2	—	
Pospółka (piaski i żwiry)	6÷4	4 ÷ 1,5	1,5÷0,5	
Żwiry pylaste	4,0÷2,0	2,0÷1,0	1,0÷0,5	
Żwiry gliniaste	4,0÷2,5	2,5÷1,5	1,5÷0,5	
Pospółka pylasta	4,0÷2,0	2,0÷1,0	1,0÷0,5	
Pospółka gliniasta	4,0÷2,5	2,5÷1,5	1,5÷0,5	
B. Nasypy piaszczyste jak odpowiednie piaski w zależności od zagęszczenia				
C. Nasypy ilaste, gliniaste i pylaste				
D. Namuły, ziemie okrzemkowe, usypiska z domieszkami organicznymi 0,5 w stanie zwartym lub półzwartym nie nadają się do posadowienia				
E. Torfy na torfie bezpośrednio posadawiać nie wolno; jeżeli warstwa torfu leży na głębokości co najmniej 5,0 m poniżej podstawy fundamentu i nie jest grubsza od 0,5 m, to dopuszczone obciążenie może wynosić $0,3 \text{ kg/cm}^2$ (przy torfie trwale zanurzonym w wodzie)				
F. Skały				
twarde (pierwotne, wylewne przeobrażone)		40÷20		
osadowe starszych formacji		20÷15		
osadowe młodszych formacji (wapienie trzyczorzędowe, piaskowce, konglomeraty, łolupki)		15÷10		

Dane dotyczące przewodnictwa cieplnego, tj. ilości gramokalorii, które przepływają w 1 sek przez płytkę skały grubości 1 cm i powierzchni 1 m² przy różnicy temperatur 1 °C w temperaturze 17 °C i przy małym ciśnieniu — podano w zestawieniu:

granit	0,008 ÷ 0,01
andezyt	0,005 ÷ 0,007
gnejs	0,004 ÷ 0,005
marmur	0,005 ÷ 0,006
ił	0,001 ÷ 0,003
łupek ilasty	0,003 ÷ 0,005
piaskowiec	0,003 ÷ 0,008
torf	0,0001 ÷ 0,0003
suchy piasek	około 0,0006

Przewodnictwo elektryczne skał zależne jest od zawartości minerałów łatwo przewodzących prąd oraz od temperatury i wilgoci. Jednostką porównawczą jest opór właściwy ϱ , tj. odwrotność przewodnictwa. Opór całkowity wyraża się wzorem

$$R = \frac{l}{F} \quad (19)$$

gdzie

- R — opór całkowity, Ω ,
- ϱ — opór właściwy, Ω/cm ,
- l — długość słupa, cm,
- F — płaszczyna przekroju słupa, cm^2 .

Przewodnictwo w skałach zależne jest również od kierunku przebiegu (prostopadły lub równoległy do uwarstwienia).

Przewodnictwo elektryczne niektórych skał pozbawionych wilgoci w temperaturze pokojowej, przy normalnym ciśnieniu w Ω/cm (według Niggeliego) wynosi:

diabaz	$3 \cdot 10^5$
granit	$1,1 \cdot 10^7$
porfiryty	$7,0 \cdot 10^7$
wapień	$1,3 \cdot 10^{10}$
dolomit	$5 \cdot 10^6$
piaskowiec	$7,7 \cdot 10^7$
łupek ilasty	$1,4 \cdot 10^8$

Znajomość przewodnictwa elektrycznego pozwala wnioskować o przepływie prądów błądzących, które stanowią poważne utrudnienie przy głębieniu sztyków.

ROZDZIAŁ III OBLICZANIE OBUDOWY SZYBÓW

1. Wiadomości ogólne

Wielkość nacisku na obudowę szybów zależy od własności skał, przez które szyb przechodzi oraz od głębokości szybu. W skałach zwięzłych nacisk ten zbliżony jest do zera. Występowanie nacisku objawia się natomiast od tej głębokości, przy której ciśnienie skał osiąga wartość krytyczną.

Biorąc pod uwagę własności skał, ciśnienie na obudowę należy rozpatrywać:

- w warunkach górotworu luźnego (sypki lub plastyczny),
- w warunkach górotworu zwięzłego,
- w warunkach zaburzeń tektonicznych.

Mając na uwadze zawodnienie górotworu, ciśnienie na obudowę można rozpatrywać w wyżej wymienionych warunkach przy suchym, jak i zawodnionym górotworze.

2. Teorie ciśnień na obudowę szybową

Ciśnienie górotworu w skałach sypkich i zwięzłych

Jako ośrodek sypki rozumie się tu nie tylko skały sypkie, lecz również te skały zwięzłe, które po odprężeniu uzyskują własności skał sypkich.

W przypadku gdy szyb na całej głębokości przechodzi przez ośrodek sypki, ciśnienie na obudowę szybu na głębokości h jest równe ciśnieniu poziomemu w górotworze, skierowanemu radialnie ku środkowi szybu

$$P_o = \frac{\gamma \cdot h}{C} \quad (20)$$

gdzie

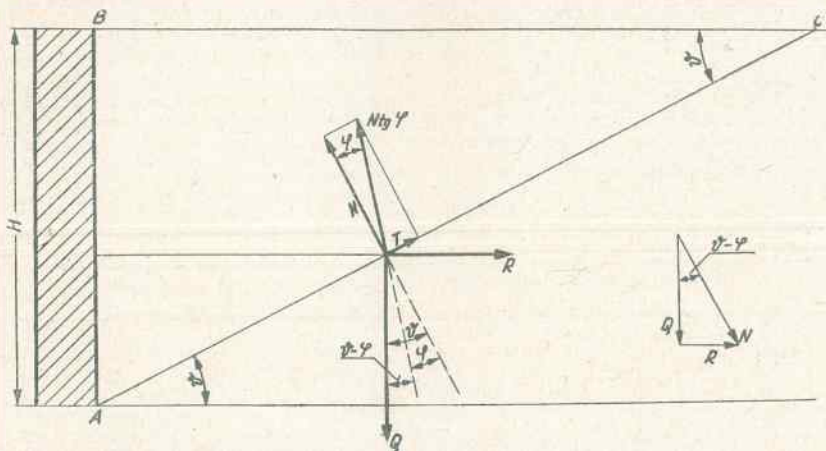
$$C = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}$$

W konsekwencji ciśnienie na obudowę w środowisku sypkim zależne jest od ciśnienia pionowego $\gamma \cdot h$ oraz od kąta tarcia wewnętrznego materiału φ .

Według hipotezy M. M. Protodiakonowa, podanej w roku 1909, ciśnienie górotworu na obudowę szybu w skałach sypkich przyrównać można do ciśnienia skał na mur oporowy (rys. 29).

Hipoteza ta oparta jest na teorii parcia ziemi Coulomba i Ponceleta na pionowy mur oporowy.

Według tej teorii na pionowy mur AB działa ciężar Q klina ziemi ABC , powstrzymywany składową siłą tarcia $T = N \operatorname{tg} \varphi$. Klin ten ograniczony jest od dołu płaszczyzną AC nachyloną pod pewnym kątem ϑ .



Rys. 29. Schemat ciśnienia skał na obudowę szybu zgodnie z teorią Protodiakonowa

Siła tarcia $N \operatorname{tg} \varphi$ odchylona jest od prostopadłej do płaszczyzny o kąt tarcia wewnętrznego skał φ .

Dla zachowania równowagi wielkość oddziaływania muru R musi być równa wypadkowej sił Q i $N \operatorname{tg} \varphi$.

Siła R skierowana jest poziomo.

Ciężar klina Q obliczony na jednostkę długości muru jest równy powierzchni trójkąta prostokątnego pomnożonej przez ciężar właściwy δ

$$Q = \frac{AB \cdot BC}{2} \cdot \delta$$

A ponieważ

$$AB = H, \text{ a } BC = AB \operatorname{ctg} \vartheta = H \operatorname{ctg} \vartheta$$

więc

$$Q = \frac{H^2 \cdot \operatorname{ctg} \vartheta}{2} \cdot \delta = \frac{H^2}{2 \operatorname{tg} \vartheta} \cdot \delta$$

Wielkość oddziaływania R wynosi

$$R = Q \cdot \operatorname{tg} (\vartheta - \varphi)$$

a po wstawieniu wartości Q

$$R = \frac{H^2 \cdot \operatorname{tg} (\vartheta - \varphi)}{2 \operatorname{tg} \vartheta} \cdot \delta$$

Największe ciśnienie na ścianę będzie wtedy, gdy kąt ϑ będzie miał wartość

$$\vartheta = \frac{90 + \varphi}{2}$$

czyli

$$\operatorname{tg}(\vartheta - \varphi) = \operatorname{tg}\left(\frac{90 + \varphi}{2} - \varphi\right) = \operatorname{tg}\left(\frac{90 - \varphi}{2}\right)$$

Uwzględnivszy, że

$$\operatorname{tg} \frac{90 + \varphi}{2} = \operatorname{ctg} \frac{90 - \varphi}{2} = \operatorname{tg} \vartheta$$

otrzymamy

$$\frac{\operatorname{tg}(\vartheta - \varphi)}{\operatorname{tg} \vartheta} = \frac{\operatorname{tg}\left(\frac{90 - \varphi}{2}\right)}{\operatorname{ctg}\left(\frac{90 - \varphi}{2}\right)} = \operatorname{tg}^2\left(\frac{90 - \varphi}{2}\right)$$

czyli

$$R = \frac{H^2 \cdot \delta}{2} \cdot \operatorname{tg}^2\left(\frac{90 - \varphi}{2}\right)$$

lub inaczej

$$R = \frac{1}{2} H^2 \cdot C$$

gdzie

$$C = \delta \cdot \operatorname{tg}^2\left(45 - \frac{\varphi}{2}\right)$$

W odniesieniu do szybów H jest zmienne. Wielkość zatem oddziaływania R będzie się zmieniać z głębokością szybu Z i będzie wynosić

$$R_z = \frac{1}{2} Z^2 \cdot C$$

Dla określenia jednostkowego ciśnienia na obudowę szybu zróżniczkowano równanie na R_z względem Z

$$dR_z = d\left(\frac{1}{2} Z^2 \cdot C\right) = Z \cdot dz \cdot C$$

stosunek $\frac{dR_z}{dz} = p \cdot Z \cdot C$

wyraża ciśnienie na jednostkę powierzchni muru, a po uwzględnieniu wzoru na C

$$p = Z \cdot \delta \cdot \operatorname{tg}^2\left(45 - \frac{\varphi}{2}\right)$$

Ciśnienie jednostkowe na pewnej głębokości H wynosi

$$p_H = H \cdot \delta \cdot \operatorname{tg}^2\left(45 - \frac{\varphi}{2}\right)$$

Zależne jest zatem od głębokości H , ciężaru właściwego skały δ oraz od kąta tarcia wewnętrznego φ .

Według tej hipotezy największe ciśnienie skał jednorodnych, na jakie oblicza się grubość obudowy, panuje na największej głębokości szybu.

Wynosi ono

$$P_{max} = \gamma \cdot H \cdot \operatorname{tg}^2 \left(\frac{90 - \varphi}{2} \right) = \gamma \cdot H \cdot A_n \quad (21)$$

gdzie

P — ciśnienie na jednostkę zewnętrznej powierzchni obudowy szybu kG/cm^2 ,

γ — ciężar właściwy skał, T/m^3 ,

H — głębokość szybu od powierzchni, m.

Wielkość $A_n = \operatorname{tg}^2 \left(\frac{90 - \varphi}{2} \right)$ nosi nazwę składowej poziomej Renkina-Culona.

W tabl. 27 podano przykładowo wielkości składowej poziomej dla poszczególnych rodzajów skał.

Tablica 27

Wielkość składowej poziomej dla różnych rodzajów skał

Rodzaj skały	A_n
Kurzawki	0,75
Zwiry, piaski	0,526
Gliny plastyczne i ility	0,327
Łupki gliniaste, węgle brunatne	1,64
Łupki piaszczyste, średnie piaskowce i wapienie	0,017
Inne skały o $f \geq 7$	0,004

Zwykle szyby pionowe przecinają skały o różnych własnościach fizycznych. Z tych też względów należy dla tych skał ustalić średnie wartości φ i γ .

Protodiakonow dostosował wzór (21), odnoszący się do skał sypkich i słabych, również do odprężonych, spękanych skał mocnych, przy czym w miejsce kąta wewnętrznego tarcia φ skał sypkich wstawił kąt φ_0 (równy kątowi tarcia wewnętrznego), tzw. współczynnik poziomego rozporu wyrażony zależnością

$$f = \operatorname{tg} \varphi_0$$

gdzie f oznacza wskaźnik zwięzłości skał,

$$\varphi_0 = \operatorname{arctg} f$$

Przy skałach niejednorodnych bierze się pod uwagę nie iloczyn $\gamma \cdot h$, lecz sumę iloczynów

$$\gamma_1 \cdot h_1 + \gamma_2 \cdot h_2 + \dots + \gamma_n \cdot h_n = \sum_{i=1}^{i=n} \gamma_i \cdot h_i$$

gdzie

γ_i — ciężar właściwy danej warstwy,

h_i — grubość danej warstwy.

Wartości f_{sr} i φ_{sr} wyznaczyć możemy z zależności

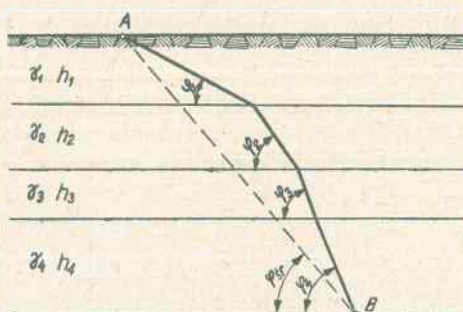
$$f_{sr} = \frac{f_1 \cdot h_1 + f_2 \cdot h_2 + \dots + f_i \cdot h_i}{h_1 + h_2 + \dots + h_i} \quad (22)$$

gdzie

$h_1, h_2 \dots h_i$ — grubość poszczególnych warstw,
 $f_1, f_2 \dots f_i$ — wskaźnik zwięzłości danej warstwy

$$\varphi_{sr} = \arctg f_{sr} \quad (23)$$

Średni kąt wewnętrzny tarcia skał można również znaleźć drogą wykreślną, co jest uwidocznione na rys. 30. Teoria Protodiakonowa daje pozytywne wyniki przy skałach mniej więcej jednorodnych o wskaźnikach zwięzłości $f = 4$ do 5 ($\tg f = 0,7$ do 0,8). W przypadku skał niejednorodnych i posługiwania się średnimi wartościami γ i f nie uwypukla się



Rys. 30. Wykres ustalenia średniego kąta (φ_{sr}) tarcia ze spólu warstw skalnych

właściwego ciśnienia na odcinku skał o odmiennych własnościach, wskutek czego ciśnienia w tych odcinkach mogą być zaniżone lub zawyżone. Przytoczone wzory znajdują zastosowanie w przypadku rozpatrywania niewodoszczelnej obudowy szybu.

Hipoteza Cymbarewicz obliczeń ciśnienia na obudowę szybu niewiele odbiega od hipotezy Protodiakonowa.

Według tej teorii wielkość ciśnienia na obudowę wyraża się zależnością

$$p = \gamma \cdot H \cdot A_n \quad (24)$$

gdzie

γ — ciężar objętościowy skały, t/m^3 ,

H — pionowa głębokość położenia rozpatrywanego punktu obudowy, m,

A_n — współczynnik poziomego rozpierania.

Ponieważ szyb przebiega skały o różnych własnościach fizykomechanicznych, które wywierają odmienny wpływ na wielkość ciśnienia, Cymbarewicz zaleca obliczać ciśnienie na obudowę według następującego wzoru

$$p = \gamma_n \cdot \left(h_n + \frac{\gamma_1}{\gamma_n} \cdot h_1 + \frac{\gamma_2}{\gamma_n} \cdot h_2 + \dots + \frac{\gamma_{n-1}}{\gamma_n} \cdot h_{n-1} \right) \cdot A_n \quad (25)$$

gdzie

p — ciśnienie górotworu na obudowę w n -tej,

$\gamma_1 \dots \gamma_n$ — ciężar objętościowy n -tej warstwy, t/m^3 ,

φ_n — kąt wewnętrzny tarcia skał w n -tej warstwie,

$h_1 \dots h_n$ — grubość poszczególnych warstw, m,

A_n — współczynnik poziomego rozpierania dobierany z tabl. 28,

$$A_n = \tg^2 \left(\frac{45 - \varphi_n}{2} \right)$$

Współczynnik rozpięcia A_n

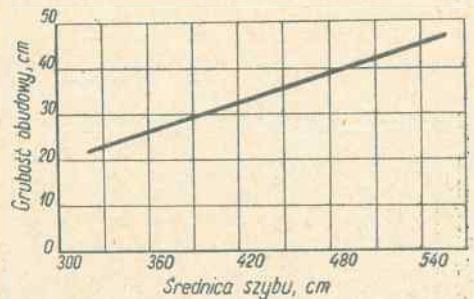
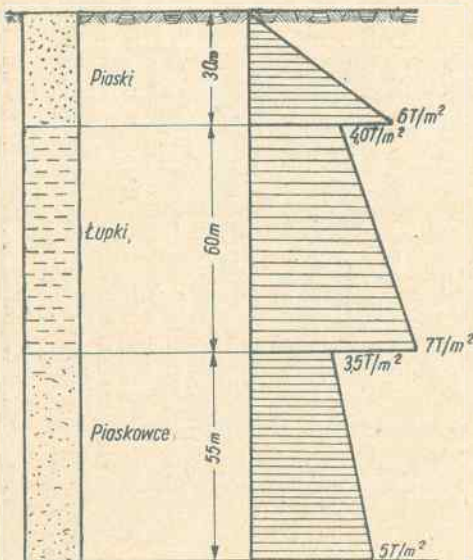
Tablica 28

Grupa skał	Charakterystyka grupy skał	Typowi przedstawiciele różnych grup skał	Kąt tarcia wewnętrz- nego φ stopnie	Wytrzymałość na ściskanie R_c	Współczynnik rozpięcia A_n
I	kurzawki płynne	kurzawki, piaski płynne (cząsteczki piasku nie większe jak 0,10 do 0,15 mm), grunty grząskie rozrzedzone	0 ÷ 18	—	0,500 ÷ 0,600
II	sympke, wilgotne i pulchne	pulchny piasek nie wyżej średniej wielkości, grunt nasypany (ziemia)	20 ÷ 35	—	0,250 ÷ 0,350
III	zleżałe sympke ziarniste	oboczaki, żwir, grunt z domieszka- mi żwiru, piasku	25 ÷ 40	—	0,150 ÷ 0,200
IV	słabe	gliny żwiżle, węgle brunatne i kru- che, węgle kamienne	35 ÷ 40	20 ÷ 40	0,120 ÷ 0,130
V	miękkie	gliny bardzo żwiżle, słabe łupki gliniaste, miękkie wapnienie, kreda, sól kamienna, grunt zmarznięty, antracyt	40 ÷ 50	50 ÷ 120	0,08 ÷ 0,120
VI	średnie	żwiżle łupki gliniaste, szpat wa- pienny, łupki piaskowiste średniej żwiżłości, słabe piaskowce	50 ÷ 65	150 ÷ 1250	0,04 ÷ 0,07
VII	mocne (żwiżle)	żwiżle piaskowce i wapnienie, żwiż- le łupki piaskowiste	60 ÷ 75	300 ÷ 500	0,01 ÷ 0,085
VIII	dosyć żwiżle	żwiżle wapnienie i piaskowce, szpaty polne (ortoklasy), średnie skały kwarcowe, żwiżle rudy żelaza	75 ÷ 85	600 ÷ 1000	0,006 ÷ 0,009
IX	bardzo żwiżle	granity i skały granitowe, kwarcow- e, żyły rud, łupki krzemieniste, kamień litograficzny, wapnienie krystaliczne	84 ÷ 86	1100 ÷ 1600	0,003 ÷ 0,005
X	skały w najwyższym stopniu żwiżle	porfiry, dioryty, bazalty, trachity, gnejsy i inne	86 ÷ 88	1800 ÷ 2500	0,001 ÷ 0,003

Lp.	Rodzaj skały	Głębokość warstwy m	Miaższość warstwy h_n m	Ciężar objętościowy γ_n t/m ³	Ciężar skały pomniejszony o ciężar wypartej wody t/m ³	Współczynnik pomocniczy E suma $E_n = h_n \cdot \gamma_n$	Kąt tarcia φ stopnie
1	2	3	4	5	6	7	8

Ciśnienie oblicza się zarówno w stropie, jak i w spągu danej warstwy. Wyniki obliczeń zestawia się w tablicach według wzoru (tabl. 29) oraz ujmuje graficznie na wykresie ciśnień (rys. 31).

W przytoczonych obliczeniach ciśnienia na obudowę szybu nie uwzględniono wpływu średnicy szybu na wielkość ciśnienia, który niewątpliwie



Rys. 32. Zmiana grubości obudowy w zależności od średnicy szybu

Rys. 31 (z lewej). Wykres ciśnień na obudowę szybu według Cymbarewicza

istnieje. Zależność ta, na podstawie doświadczeń radzieckich, pokazana jest na wykresie (rys. 32).

Pawłow na podstawie doświadczeń ustalił, że wielkość ciśnienia w zależności od średnicy szybu pozostaje w prostej proporcji do wyrażenia $\sqrt{\frac{D+1}{2}}$. W związku z powyższym, wzór Cymbarewicza przybiera postać

$$p = A_n \cdot \gamma \cdot (h_n + h_0) \cdot \sqrt{\frac{D+1}{2}} \quad (26)$$

Współ- czynnik rozpie- rania A_n	Ciśnienie spągu warstwy $p_s = E_n \cdot A_n$ kG/cm ² T/m ²	Ciśnienie w stropie warstwy kG/cm ² T/m ²	Wy- sokość słupa wody m	Ciśnienie hydro- statyczne p_w kG/cm ²	Całkowite ciśnienie na obudowę warstwy		Uwagi
					w spągu kG/cm ²	w stropie kG/cm ²	
9	10	11	12	13	14	15	16

gdzie

D — wewnętrzny promień szybu lub długość dłuższego boku szybu o przekroju prostokątnym,

h_n — grubość jednorodnej dolnej warstwy skalnej (pod rozpatrywanymi warstwami),

h_0 — grubość jednorodnej (zastępczej) warstwy skalnej,

$$h_0 = \frac{\gamma}{\gamma_n} \cdot h_1 + \frac{\gamma_2}{\gamma_n} \cdot h_2 + \dots + \frac{\gamma_{n-1}}{\gamma_n} \cdot h_{n-1} \quad (26 a)$$

Dla skał jednorodnych wzór na ciśnienie skał przybiera postać

$$p = A_n \cdot \frac{\gamma \cdot H}{2} \cdot \sqrt[3]{D + 1} \quad (27)$$

Wzór Cymbarewicza znajduje zastosowanie w skałach luźnych i sypkich, jak również w skałach plastycznych.

W przypadku wodonośności zalegających utworów całkowite ciśnienie skał określa się wzorem

$$p = p_w + p_g \quad (28)$$

gdzie

p_w — ciśnienie hydrostatyczne wody,

p_g — ciśnienie górotworu.

Dla skał sypkich zawodnionych przy obliczaniu ciśnienia górotworu bierze się pod uwagę ciężar skały, pomniejszony o wagę wody wypartej według wzoru

$$\gamma_1 = \gamma - (1 - n) \cdot \gamma_0 \quad (29)$$

gdzie

γ_1 — ciężar objętościowy skały zawieszonyj w wodzie,

γ_0 — ciężar właściwy skał,

n — współczynnik porowatości skały,

γ — ciężar objętościowy skał.

W skałach luźnych zawodnionych o charakterze kurzawkowym wielkość ciśnienia na obudowę oblicza się z wzoru

$$p_w = \frac{H \cdot \gamma}{10} \quad (30)$$

gdzie

H — głębokość szybu,

γ — 1,3 do 1,7 T/m³.

W górotworze zwiększonym zawodnionym ciśnienie na obudowę przyjmuje się równe ciśnieniu wody i wylicza się wzorem

$$p_w = \frac{H \cdot \gamma}{10} \quad (31)$$

Zagadnienie ciśnienia górotworu na obudowę szybów zarówno w warunkach zawodnienia skał, jak i bezwodnych nie jest dostatecznie wyjaśnione. Z praktyki górniczej wiadomo, że obudowa szybów w warunkach zawodnienia, mimo iż nie ma dostatecznej grubości, wymaganej na podstawie teoretycznych wyliczeń, wytrzymuje napór zawodnionych skał i pozostaje w dobrym stanie dziesiątki lat. Podobnie dzieje się z obudową ostateczną w warunkach suchych, gdzie niejednokrotnie grubość obudowy wynosi kilkanaście centymetrów, a w skałach mocnych np. piaskowcach, ściany szybu utrzymują się zupełnie bez obudowy.

Obecną wiedzę o ciśnieniu na obudowę szybu i o warunkach pracy nie można uważać za dostateczną, nie tłumaczy ona bowiem faktów spostrzeganych w praktyce.

Wymienione poprzednio hipotezy znajdują uzasadnienie w warunkach skał luźnych lub skał zwięzłych, szczelinowatych, które przyrównać można do skał luźnych. Inaczej przedstawiać się będą ciśnienia górotworu w przypadku, gdy pomiędzy skałami luźnymi znajdują się sztywne warstwy skał mocnych. W tym przypadku rozkład ciśnienia górotworu nie będzie zgodny z poprzednio opisanymi hipotezami Protodiakonowa czy Cymbarewicza. Sztywne warstwy skał spełniać będą według A. Galanki rolę wsporników przenoszących obciążenia luźnych skał nadległych. Świadczy o tym istnienie nieraz przez setki lat nie obudowanych wyrobisk poziomych, jak tuneli, grot, chodników kopalnianych (np. stare wyrobiska kopalniane w Jaworznie utrzymujące się bez obudowy w skałach karbońskich po kilkudziesięć lat), studni i szybów.

Z teorii rozkładu ciśnień górotworu w układzie wspornikowym wynika, że do pewnej głębokości, zwanej głębokością krytyczną h_{kr} , obudowa zabezpieczająca szyb przed ciśnieniem spełnia raczej rolę ochrony przed wietrzeniem skał i wypadaniem luźnych kawałków górotworu, jak również służy dla umocowania belek przedziałowych i nadania szybom określonego kształtu.

Głębokość krytyczną można określić wzorem

$$h_{kr} = \frac{4 R_r}{\gamma} \cdot \operatorname{ctg} \left(45 - \frac{\varphi}{2} \right) \quad (32)$$

gdzie

R_r — wytrzymałość skały na rozciąganie w najsłabszej warstwie rozpatrywanego układu,

γ — ciężar objętościowy skały w najsłabszej warstwie,

φ — kąt tarcia wewnętrznej skały w najsłabszej warstwie.

Dla uzyskania właściwej głębokości krytycznej wytrzymałość skały na rozciąganie R_r powinna być ustalona laboratoryjnie. W przypadku niemożności jej ustalenia należy obliczyć ją posilując się wzorem

$$R_r = \frac{R_c}{25} \quad (33)$$

Wytrzymałość skał na ściskanie

Nazwa skały	Wytrzymałość na ściskanie R_c kG/cm ²
Lupki węglowe	$100 \div 400$ śr. ¹⁾ 250
Iły węglowe szklisto-czarne	00
Iły sapropelowe	$100 \div 300$ śr. 200
Iły kaolinowe (lupki ilaste)	$150 \div 300$ śr. 220
Iły kaolinitowo-illitowe (lupki plastyczne)	$50 \div 160$ śr. 86
Iły kaolinitowo-serycytowo-kwarcowe (lupki ilasto-piaszczyste)	$150 \div 500$ śr. 320
Mulkowce normalne (lupki piaszczyste)	$200 \div 600$ śr. 450
Mulkowce syderytowe	$200 \div 650$ śr. 470
Piaskowce miałkoziarniste	$300 \div 800$ śr. 600
Piaskowce drobnoziarniste	$300 \div 700$ śr. 500
Piaskowce średnioziarniste	$200 \div 700$ śr. 480
Piaskowce gruboziarniste	$200 \div 700$ śr. 450
Zwirowce (zlepienie, konglomeraty)	$100 \div 600$ śr. 350
Margle wapienne	$100 \div 170$ śr. 150
Wapienie piaszczyste	$400 \div 580$ śr. 490
Węgiel miękki	100
Węgiel twardy	210

¹⁾ śr. oznacza średnio.

przy czym wytrzymałość na ściskanie R_c niektórych skał można przyjąć na podstawie tabl. 30.

Przyjmuje się, że warstwa skał mocnych (wspornikowa), która przeżywa ciśnienia pionowe skał nadległych, charakteryzuje się następującą zależnością sztywności zginania

$$EI = 206 R_c \cdot h^3 \geq 3,1 \cdot 10^3$$

czyli

$$EI \geq 31\,000\,000 \text{ T/m}^2$$

Tak np. do głębokości 800 m przyjmuje się skalę o $R_r = 15 \text{ kG/cm}^2$ i miąższości $h \geq 10,0 \text{ m}$.

Współczynnik sprężystości E , kG/cm^2 przyjmuje się za 100-krotną wartość wytrzymałości na ściskanie (R_c), zaś wskaźnik zwięzłości f za $\frac{1}{100} \cdot R_c$ wytrzymałości na ściskanie.

Określona wyżej podana zależnością warstwa wspornikowa przejmuje ciśnienie pionowe skał nadległych, w związku z czym na poszczególne warstwy znajdujące się pod nią nie działa już ciężar całego nadkładu.

Poniżej głębokości krytycznej mają miejsce ciśnienia boczne, występujące w najsłabszej warstwie skalnej rozpatrywanego zespołu warstw, spowodowane wyciskaniem jej spomiędzy skał mocniejszych.

Dla obliczenia zatem ciśnienia bocznego p_b jakiejś warstwy skalnej znajdującej się poniżej warstwy wspornikowej oblicza się ciśnienie pionowe wszystkich warstw wyżej leżących aż do spągu warstwy wspornikowej, mnożąc je przez współczynnik bocznego rozpierania najmniej zwięzłej warstwy skalnej.

Wyrazić tę zależność można wzorem

$$p_b = \left[\gamma \cdot (h + h_1) \cdot \text{tg}^2 \left(45 - \frac{\varphi}{2} \right) \right] - \left(\frac{R_r \cdot \varphi_s \cdot 2 h_1}{r \cdot \pi \cdot h_1} \right) \quad (34)$$

gdzie

- γ — ciężar objętościowy skały rozpatrywanej warstwy,
- φ — kąt tarcia wewnętrznego w rozpatrywanej warstwie,
- h — wysokość od stropu warstwy rozpatrywanej do spągu warstwy wspornikowej, cm,
- h_1 — wysokość (grubość) warstwy rozpatrywanej, cm,
- R_r — wytrzymałość doraźna skały na rozciąganie warstwy rozpatrywanej, kG/cm^2 ,
- r — promień szybu w wyłomie, cm,
- φ_s — grubość cylindra skalnego przyjmującego nadwyżkę ciśnienia bocznego, cm.

Po uproszczeniach i podstawieniu zamiennych wartości uzyskuje się wzór podany przez Galankę

$$p_b = \left[\gamma \cdot (h + h_1) \cdot \text{tg}^2 \left(45 - \frac{\varphi}{2} \right) \right] - 2,5 f \text{ kG/cm}^2 \quad (35)$$

gdzie f oznacza wskaźnik zwięzłości skały według Protodiakonowa $\approx 0,01 R_c$.

Ujemne wartości p_b otrzymane z wzoru (35) wskazywać będą brak ciśnienia bocznego i w tym przypadku obudowa szybu spełniać będzie tylko rolę ochrony calizny przed wietrzeniem, rozmakaniem oraz służyć dla umocowania zbrojenia szybowego.

W całym przekroju szybu możliwe jest wyznaczenie kilka warstw wspornikowych, z których każda pracuje niezależnie.

W przypadku zawodnienia skał zagadnienie ciśnienia na obudowę ulega komplikacji.

Z istniejących teorii nie wykrystalizowała się jeszcze żadna z trzech możliwości:

- uwzględnienia ciśnienia skał, a pomijania ciśnienia wody,
- uwzględnienia zarówno ciśnienia skał, jak i wody w pełnej wartości albo procentowo pomniejszonych,
- uwzględnienia ciśnienia wody i pomijania ciśnienia skał.

Zawodnienie skał zmienia współzależność istniejących w skale sił wewnętrznych, reprezentowanych przede wszystkim przez ich zwięźłość (wytrzymałość mechaniczną), uzewnętrznioną przez przeciwstawienie się siłom dążącym do odkształcenia cząstek skał. Na siły wewnętrzne składają się:

- siła tarcia wewnętrznego,
- siła spoistości międzycząsteczkowej (kohezja),
- siła przyczepności wodno-koloidalnej.

Na siłę tarcia wewnętrznego składają się zjawiska towarzyszące ściśnaniu warstwy skalnej przez siły zewnętrzne. Spośród równocześnie występujących zjawisk należy wyróżnić:

- tarcie właściwe występujące przy przesuwaniu jednej cząstki po drugiej,
- przewycięzanie zazębienia międzycząsteczkowego, wymagającego niejednokrotnie wznoszenia się ruchem poślizgowym ziarn niżej leżących ponad ziarna leżące wyżej,
- ruch obrotowy niektórych cząstek leżących między cząsteczkami, które ulegają wzajemnemu przesunięciu.

Siła międzycząsteczkowej spoistości (kohezja) powstaje wskutek dużego zbliżenia dwu cząstek i wystąpienia wzajemnego przyciągania, które ma charakter elektrojonowy. Siły wzajemnego przyciągania nadają spojeniu sztywność i sprężystość. Zniweczenie sił wzajemnego przyciągania powoduje trwałą deformację skały. Może to nastąpić przez miażdżenie skały lub przez bardzo duże jej rozwodnienie. Rozwodnienie powoduje pogrubienie warstwy wody błonkowej około poszczególnych ziarenek, prowadzące do zmniejszenia sił wzajemnego przyciągania, a tym samym do zaniku kohezji.

Siła przyczepności wodno-koloidalnej, występująca w skałach ilasto-gliniastych, ma charakter sił molekularnych, powstałych pomiędzy cząsteczkami tworzącymi skałę i posiadających zdolność sklejania się.

Z uwagi na małą wielkość cząstek minerałów ilastych (sięgających części mikronu) powierzchnia ich w odniesieniu do objętości jest bardzo duża. Występujące tu zjawisko adsorpcji wody powoduje powstawanie wokół poszczególnych cząstek błonek wody i wystąpienia sił elektrokinetycznych. Zwiększenie ilości wody powoduje pogrubienie błonek i osłabienie sił międzymolekularnych. Zmniejszenie ilości wody powoduje zjawisko odwrotne.

Przytoczone zjawiska doprowadziły Galankę do podziału skał na następujące kategorie: skały płynne, sypkie, plastyczne, spoiste (hydrotrwałe i hydronietrwałe) oraz skały lite.

Odnosnie do ciśnień na obudowę w zawodnionych skałach spoistych i litych istnieje zgodność poglądów, że w przypadku obliczania obudowy wodoszczelnej ciśnienie boczne na obudowę szybu jest równe ciśnieniu wody wyrażonemu wzorem

$$p = \frac{\gamma \cdot H}{10} \text{ kG/cm}^2 \quad (36)$$

gdzie

γ — ciężar objętościowy wody,

H — wysokość od rozpatrywanej głębokości do zwierciadła wody lub horyzontu hydrostatycznego.

W przypadku skał ciekłych, gdzie nie istnieje możliwość rozdzielania zawiesiny na część stałą i płynną (typowe kurzawki — nie oddające

wody), istnieje zgodność wyrażania ciśnienia bocznego na wodoszczelną obudowę szybu wzorem

$$p_b = \frac{\gamma_1 \cdot H}{10} \quad \text{kG/cm}^2 \quad (37)$$

gdzie

γ_1 — ciężar objętościowy cieczy (kurzawek),

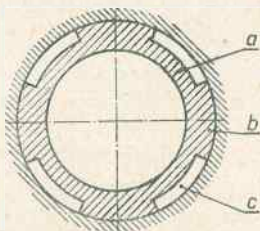
H — wysokość od rozpatrywanej głębokości do zwierciadła cieczy, zaś przy wodach naporowych do zwierciadła piezometrycznego.

W zawodnionych skałach sypkich i plastycznych zjawiska ciśnienia na obudowę szybu mają bardziej skomplikowany charakter. Stąd też nie ma zgodności poglądów na wielkość ciśnień na obudowę szybu.

Obliczanie obudowy na ciśnienie skał przeliczone wzorami Cymbarewicza przy uwzględnieniu ciśnienia hydrostatycznego poszczególnych horyzontów wodnych oraz ciśnienia skał daje łącznie ciśnienie bardzo duże i wymaga stosowania obudowy o znacznej wytrzymałości.

Ograniczenie grubości obudowy można przeprowadzić przyjmując niepełną wodoszczelność obudowy. Woda spoza obudowy może być wtedy wpuszczana do szybu bądź przez specjalne rurki z filtrami, bądź też przesączana przez nieszczelności i pory obudowy. Może to mieć miejsce w tym przypadku, gdy przyływ wody do szybu nie jest niepożądany z uwagi na czynności funkcjonalne szybu oraz gdy woda nie wprowadza części stałych (pyłów, piasków). W tym przypadku do obliczenia ciśnienia na obudowę można w ogóle nie przyjmować ciśnienia wody, a tylko ciśnienie skał albo zakładać ciśnienie wody na obudowę w pewnym procencie całkowitego ciśnienia hydrostatycznego.

W przypadku zawodnionego górotworu luźnego łączne ciśnienie na obudowę może być także pomniejszone o ciśnienie wody przy założeniu, że w czasie głębienia szybu luźny górotwór zostanie zacementowany przez cementację wyprzedzającą lub cementację uzupełniającą i nabierze cech



Rys. 33. Schemat „grzebieńjastej” obudowy szybu

a — obudowa, b — grzebień, c — pustka

górotworu litego. Powyższe postępowanie opiera się na założeniu, że zacementowany pierścień luźnej skały wokół szybu, jako lita skała, przeciwstawiać się będzie naporowi luźnego górotworu i wody współpracując z obudową szybu.

W skałach plastycznych zawodnionych ważną rolę odgrywa ściśle i dokładne wykonywanie obudowy bez pozostawienia pustek za obudową, jak również odcinanie poszczególnych horyzontów wodnych przez wykonanie odpowiednich rozmiarów stóp szybowych (okrąg węglowy gliwicko-rybnicki).

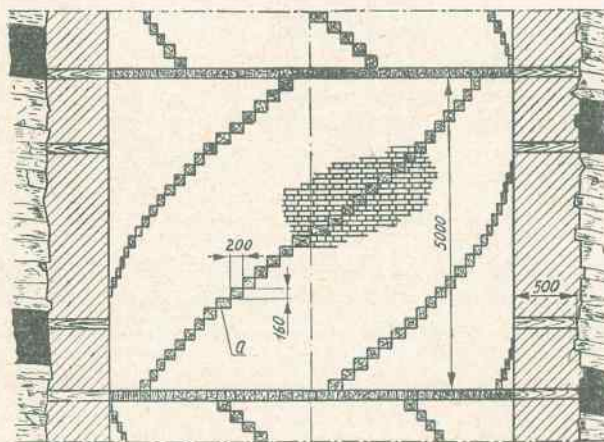
Niekiedy zjawisko wzrostu ciśnień wskutek zawodnienia skał pierwotnie suchych zachodzi w czasie głębienia bądź przez kontaktowe nawilgocenie skał w otwartych nieobudowanych jeszcze ociosach, bądź też

wskutek wierconych otworów badawczych w przodku szybu. Ma to miejsce przy pęczniących ilach, które powiększając znacznie swoją objętość wywierają duże ciśnienie na obudowę, powodując pękanie (łuszczenie) obudowy lub w przypadku pęcznienia skał w przodku wynoszenie dna szybu, połączone niekiedy z pękaniem skały w dnie przodku. Te niedające się obliczyć ciśnienia górotworu należy eliminować przez odcinanie wszelkich dopływów wody do przodku, szybki jego postęp i wznoszenie obudowy, aby nie dopuszczać do chłonięcia wilgoci przez skałę również z powietrza. W przypadkach tych niejednokrotnie daje dobre wyniki zastosowanie tzw. obudowy grzebieniastej (rys. 33), tj. z pustkami (kieszeniami) poza obudową, zezwalającej na przemieszczanie się pęczniących ilów w wolne przestrzenie poza obudową.

Ciśnienie na obudowę w warunkach zaburzeń tektonicznych

Zarówno w okresie budowy szybu, jak i w okresie jego eksploatacji ma się do czynienia ze wzmożonymi ciśnieniami, powstającymi wskutek (w ogólności) zaburzeń tektonicznych. Zaburzenia te mogą być naturalne, bądź też sztuczne, tj. powodowane działalnością człowieka.

Wzmożone ciśnienia powstałe wskutek zaburzeń naturalnych objawiają się przeważnie w czasie głębienia szybu przy przebijaniu partii uskoku-nych, zmyć i wyklinień, lub wskutek silnego spękania i spelzania góro-



Rys. 34. Uelastycznienie obudowy murowej w partii wzmożonego ciśnienia przez założenie drewnianych wkładek

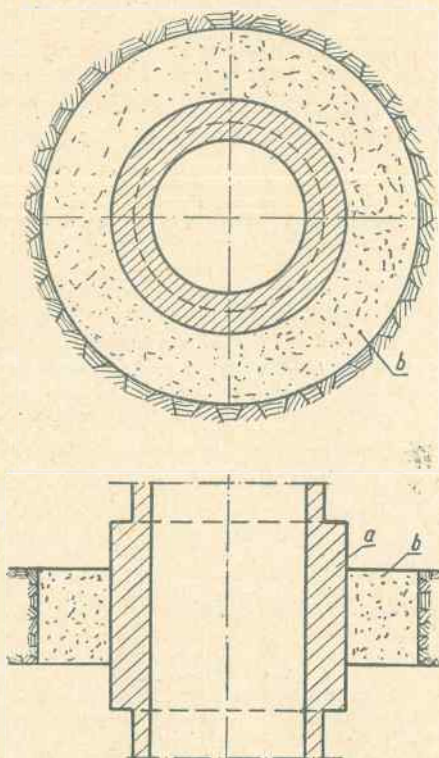
a — wkładki drewniane

tworu. Zaburzenia tego rodzaju powstają również przy przebijaniu szybów w pobliżu podziemnych zbiorników wód (np. kawerny pochodzenia krasowego). Wzmożone ciśnienia wskutek działalności człowieka zachodzą najczęściej w okresie eksploatacji szybu z powodu ciśnień eksploatacyjnych, odpompowywania wód, katastrof w sąsiednich wyrobiskach poziomych lub pionowych.

W okresie głębienia szybu wzmożone ciśnienia powodowane działalno-

ścią człowieka zachodzą przy przebijaniu szybu przez wyeksploatowane pola, obok starych wyrobisk napełnionych wodą i innych.

W strefach wzmożonego ciśnienia przewiduje się zazwyczaj z góry środki zapobiegające uszkodzeniu obudowy. Polegają one przeważnie na powiększeniu grubości obudowy lub założeniu wkładek elastycznych (rysunek 34) albo też na podsadzeniu pierścienia w skałę lub w węgiel wokół



Rys. 35. Wzmocnienie wokół szybu przez zastosowanie pierścienia podsadzki płynnej
a — pogrubiona obudowa szybowa,
b — pierścień podsadzki

szybu (rys. 35). Dokładne ustalenie dostatecznych środków zapobiegawczych jest zwykle trudne z uwagi na nieznaną wielkość, jak i kierunków działania wzmożonych sił. Opiera się też ono zwykle na wynikach praktycznych.

3. Sposoby obliczania obudowy szybowej

Z uwagi na trudność ustalenia rzeczywistych obciążeń jednostajnych i zmiennych co do wielkości i kierunku, obliczenia wytrzymałościowe obudowy szybowej nie są tak dokładne, jak np. w budownictwie naziemnym. Do obliczeń przyjmuje się zwykle naprężenia zgodne z normami budowlanymi, mimo iż warunki pracy obudowy w szybie o przekroju kołowym są teoretycznie z uwagi na równomierny rozkład obciążeń lepsze aniżeli w murach stosowanych w budownictwie.

Niemniej jednak z uwagi na przytoczone wyżej braki w dokładnym rozeznaniu działania sił na obudowę szybową, korzystniejsze teoretycznie warunki pracy obudowy szybowej zaliczyć należy na powiększenie stopnia pewności obudowy.

Cechy wytrzymałościowe materiałów dla obudowy szybowej

Obudowa z cegły. Do obudowy szybów stosuje się cegłę pełną wypaloną z gliny. Wytrzymałość cegły na ściskanie, określona normą PN/B-12001, nie powinna być mniejsza niż 150 kG/cm². Zaprawę stosuje się o stosunku 1 : 3 z cementu portlandzkiego marki 350 i 250 lub z cementu hutniczego marki 250.

Wytrzymałość na ściskanie R muru określa się z wzoru

$$R = R_c \cdot \frac{100 + R_c}{100 + 3,3 R_c} \cdot \left(1 - \frac{0,2}{0,3 + \frac{R_x}{2R_c}} \right) \quad (38)$$

gdzie

R_c — wytrzymałość na ściskanie cegły,

R_x — wytrzymałość zaprawy na ściskanie po 28 dniach twardnienia.

Wytrzymałości te zależnie od klasy cegły i marki zaprawy ujęto w tabl. 31.

Tablica 31

Wytrzymałość obliczeniowa muru z cegły

Rodzaj cegły	Wytrzyma- łość na ści- skanie cegły (klasa)	Wytrzyma- łość muru z cegły przy zaprawie ce- mentowej w stosunku 1 : 3
	kG/cm ²	kG/cm ²
Klinkier	350	69,0
Półklinkier	250	56,5
Pełna wypalona z gliny	150	45,5

Dopuszczalne naprężenie przy ściskaniu k_c otrzymuje się przez podzielenie obliczeniowej wytrzymałości murów R przez 2,0. Jest ono inne aniżeli w budownictwie naziemnym, co wynika jednak z odmiennych warunków pracy muru w szybach. Naprężenia dopuszczalne w kG/cm² według opracowania Biura Studiów i Projektów Typowych Górnictwa Węglowego podano w tabl. 32.

Współczynnik sprężystości E muru nie jest stały, lecz zależny od wytrzymałości muru i od naprężenia ściskającego panującego w murze.

Współczynnik E określony jest wzorem

$$E = E_0 \cdot \left(1 - \frac{\sigma}{1,1 \cdot R} \right) \quad (39)$$

gdzie

E_0 — współczynnik sprężystości początkowej przy naprężeniu $\sigma = 0$ podanym w tabl. 33,

σ — naprężenie na ściskanie panujące w murze, kG/cm²,

R — wytrzymałość muru na ściskanie, kG/cm².

W obliczeniach współczynnik sprężystości w murze przyjmować można z tabl. 33 dla naprężenia $\sigma = 0$.

Dopuszczalne naprężenie obudowy murowanej sztybów w kg/cm^2

Rodzaj naprężenia	Klasa cegły		
	350	250	150
	zaprawa cementowa 1 : 3 z cementu marki		
	350	250	150
Ściskanie osiowe według norm Hubera k_c	35 (27) ¹⁾	28 (23) ¹⁾	23 (16) ¹⁾
Ściskanie przy mimośrodowym zginaniu k_{cg}	43	35	38
Rozciąganie k_r	4	3,3	2,6
Ścinanie i skręcanie k_z	7	5,6	4,5

¹⁾ Dotychczas obowiązują stosownie do zatwierdzenia MGIE oparte na normie PN/B-162.

Obudowa z betonu lanego. Miarodajną wytrzymałość betonu (markę betonu) oznacza się przez R_w i przyjmuje za wytrzymałość na ściskanie próbek i kształtu walca, wykonanych zgodnie z normą PN/B-06250, po 28 dniach twardnienia przy użyciu cementu portlandzkiego lub hutniczego i po 7 dniach przy użyciu cementu glinowego.

Tablica 33

Współczynnik sprężystości E_0 w murze przy naprężeniu $\sigma = 0$ w kg/cm^2

Rodzaj muru	Wytrzymałość na ściskanie kg/cm^2	Zaprawa cementowa 1 : 3 z cementu marki	
		350	250
Z cegieł na zaprawie cementowej o ciężarze objętościowym $1,5 \text{ t/m}^3$ i większym	350	63 000	43 200
	250	52 500	41 850
	150	40 500	32 400

Przed wykonaniem prób można przewidzieć miarodajną wytrzymałość walcową betonu R_{w28} w kg/cm^2 z cementu portlandzkiego i hutniczego na podstawie stosunku wagowego cementu do wody w betonie, według normy PN/B-06250.

Wytrzymałość betonu na ściskanie, rozciąganie, ścinanie i skręcanie, zależnie od marki betonu, należy przyjmować według tabl. 34.

Za wartość współczynnika pewności przyjmuje się $s = 3,0$.

Przy ścisnaniu mimośrodowym dopuszczalne naprężenie w skrajnych włóknach przekroju należy zmniejszyć o 40%.

Dopuszczalne naprężenia w obudowie z betonu według opracowania Biura Studiów Projektów Typowych Górnictwa Węglowego podano w tabl. 35.

Ujęte w obowiązującym jeszcze dotychczas Normatywie technicznego projektowania Głębienie szybów nr N/III/3, zatwierdzonym przez MGİE, dopuszczalne naprężenie dla betonu na ściskanie należy przyjmować

Tablica 34

Wytrzymałość obliczeniowa betonu zależnie od marki

Wyszczególnienie	Wytrzymałość betonu, kG/cm ²		
	marka betonu		
	170	200	250
Na ściskanie R_w	145	165	200
Na rozciąganie R_r	9,0	10,0	12,0
Na ścinanie i skręcanie R_s	15,5	17,5	20,5

Tablica 35

Naprężenia dopuszczalne zależne od marki betonu

Rodzaj naprężenia	Naprężenie dopuszczalne, kG/cm ²		
	marka betonu		
	170	200	250
Na ściskanie k_c	48,0	55,0	66,0
Na ściskanie przy zginaniu k_{cg}	66,0	75,0	91,0
Na rozciąganie k_r	3,0	3,3	4,0
Na ścinanie i skręcanie k_s	5,2	5,8	6,7

Tablica 36

Współczynnik sprężystości betonu w kG/cm² (obliczeniowo)

Rodzaj naprężenia	Współczynnik sprężystości kG/cm ²		
	marka betonu		
	170	200	250
Przy ściskaniu	260 000	285 000	320 000
Przy zginaniu	165 000	180 000	200 000

w granicach 30 do 50 kG/cm², przy współczynniku bezpieczeństwa 3 do 3,5.

Współczynnik sprężystości betonu przy ściskaniu i zginaniu powinno się przyjmować w zależności od marki betonu zgodnie z tabl. 36.

Obudowa z betonitów. Należy stosować betonity, które wykazują nie mniejszą wytrzymałość walcową betonu niż $R_{w28} = 250 \text{ kG/cm}^2$. Betonity należy wiązać zaprawą cementową o stosunku 1 : 3, podobnie jak przy obudowie z cegły.

Miarodajną wytrzymałość obudowy z betonitów wyznacza się z wzoru

$$R = 0,55 R_0 \left(1 - \frac{0,15}{0,4 + \frac{R_{zapr}}{R_b}} \right) \quad (40)$$

gdzie

R — miarodajna wytrzymałość obudowy,

R_0 — wytrzymałość początkowa,

R_b — wytrzymałość betonitów na ściskanie po 28 dniach,

R_{zapr} — wytrzymałość zaprawy na ściskanie po 28 dniach.

Tablica 37

Dopuszczalne naprężenie w murach z betonitów

Rodzaj naprężenia	Naprężenie dopuszczalne, kG/cm ²	
	marka betonitów	
	250	300
Ściskanie osiowe k_c	50	60
Ściskanie przy zginaniu k_{cg}	70	82
Rozciąganie k_r	2,2	2,6
Ścinanie i skręcanie k_z	5,0	6,0

Naprężenia dopuszczalne w obudowie z betonitów według opracowania Biura Studiów i Projektów Typowych Górnictwa Węglowego podano w tabl. 37.

Tablica 38

Współczynnik sprężystości muru z betonitów

Rodzaj naprężenia	Współczynnik sprężystości, kG/cm ²	
	marka betonitów	
	250	300
Przy ścisaniu	285 000	320 000
Przy zginaniu	180 000	200 000

Dopuszczalne naprężenia ścisające w murze z betonitów, stosownie do Normatywu technicznego projektowania Głębinia szybów nr N/III/3, zatwierdzonego przez MGIE i dotychczas jeszcze obowiązującego nie powinny przekraczać 30 kG/cm^2 przy 3-krotnym współczynniku pewności.

Wartość współczynnika sprężystości muru z betonitów należy przyjmować z tabl. 38.

Obudowa żelbetowa. Praktycznie obudowa żelbetowa znajduje zastosowanie w wyjątkowych przypadkach. Do obudowy żelbetowej zaliczać można prefabrykowane elementy żelbetowe w postaci tubingów łączonych w szybie na śruby.

Tubingi żelbetowe wykonuje się z betonu marki 300 do 600 kG/cm^2 z uwagi na uzyskanie możliwie dużej wodoszczelności, jak i ze względów statycznych.

Do wyliczenia obudowy tego rodzaju zalecana jest spośród dwóch metod, podanych przez PN/B-03260, metoda naprężeń liniowych. Daje ona możliwość ustalania naprężeń dla wszystkich układów statycznych pracy tubingów i sumowania ich, przez co stosunkowo łatwo znajduje się maksymalne wartości dla wyznaczenia naprężeń materiału.

Naprężenia dopuszczalne powinno się przyjmować w obliczeniach zgodnie z normą PN/B-03260 — konstrukcje żelbetowe — obliczenia statyczne i projektowanie.

Obudowa żeliwna i staliwna. Obudowę z tego rodzaju materiałów stosuje się w postaci tubingów łączonych w szybie śrubami.

Dla żeliwa używanego do tubingów można przyjąć wytrzymałość na ściskanie (doraźna) 7500 kG/cm^2 , a na rozciąganie 1200 kG/cm^2 . Wydłużenie sprężyste wynosi $E_2 = 1\,050\,000 \text{ kG/cm}^2$.

Dla stali zlewnej K37 wytrzymałość na ściskanie przyjmuje się równą granicy plastyczności, która wynosi 2000 kG/cm^2 , zaś na rozciąganie 3700 kG/cm^2 . Wydłużenie sprężyste $E_{st} = 2\,100\,000 \text{ kG/cm}^2$. Naprężenia dopuszczalne dla żeliwa i stali według opracowania Biura Studiów i Projektów Typowych Górnictwa Węglowego podano w tabl. 39.

Tablica 39

Naprężenie depuszczalne dla żeliwa i stali konstrukcyjnych

Rodzaj naprężeń	Naprężenie dopuszczalne, kG/cm^2			
	żeliwo	stal		
		×	K37	K52
Rozciąganie k_r	240	1400	1600	2300
Ściskanie k_c	1200	1400	1600	2300
Zginanie k_g	1200	1400	1600	2300
Ścinanie k_z	300	840	960	1380

Podane w Normatywie technicznego projektowania Głębinie szybów nr N/III/3, zatwierdzonego przez MGİE i dotychczas jeszcze obowiązującym, dopuszczalne naprężenia na ściskanie przy 7,5-krotnym bezpieczeństwie wynoszą

dla żeliwa, kG/cm^2 . . . 1000
dla stali, kG/cm^2 . . . 1200

Dopuszczalne naprężenie na zgięcie dla stali wynosi 1000 kG/cm^2 . Współczynnik wydłużenia sprężystego $E = 2\,100\,000 \text{ kG/cm}^2$.

Obudowa drewna. Wytrzymałość dla różnych rodzajów drewna według normy PN-53/B-03150 podaje tabl. 40.

W wymienionym wyżej Normatywie projektowania podane są następujące dane dla drewna sosnowego, stosowanego do obudowy szybów.

Współczynnik wydłużenia sprężystego dla sosny w kierunku równoległym do włókien $E = 100\,000 \text{ kG/cm}^2$, prostopadłe do włókien $E = 5000$ do 8000 kG/cm^2 .

Tablica 40

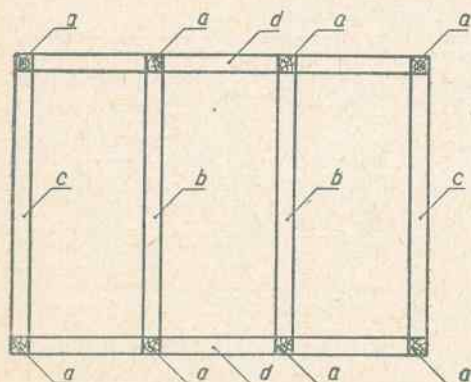
Wytrzymałość dla różnych rodzajów drewna

Rodzaj drewna	Wytrzymałość drewna, kG/cm^2		
	na ściskanie przy sile działającej wzdłuż włókien	na zginanie	na ściskanie prostopadłe do włókien
Miękkie (sosna) . .	300	550	50
Twarde (dąb) . .	400	750	80

Dopuszczalne naprężenie na ściskanie — 100 kG/cm^2 równoległe do włókien i 15 kG/cm^2 prostopadłe do włókien.

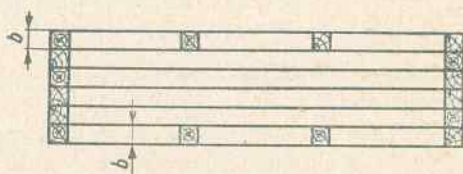
Obliczenie obudowy drzewnej

Obudowa wieńcowo-słupkowa (rys. 36). W obudowie tej oblicza się zazwyczaj krótszy bok prostokąta, gdyż rozpory dzielą zwykle dłuższy bok na części, z których każda jest krótsza, niż bok krótki prostokąta. W przy-



Rys. 36 (z lewej). Schemat obudowy drewnianej wieńcowo-słupkowej
a — słupki, b — rozpory, c — belki krótkie, d — belki długie

Rys. 37 (u dołu). Schemat obudowy drewnianej pełnej



padku gdyby okoliczność ta nie zachodziła, do obliczeń przyjmuje się dłuższy bok podzielony rozpory.

Siła działająca na belkę wieńca

$$P = p \cdot h \cdot l \quad (41)$$

gdzie

P — siła działająca na krótszą belkę wieńca c , kG ,

p — ciśnienie jednostkowe górotworu, kG/cm^2 ,

l — długość krótszej belki c , cm ,

h — odstęp między wieńcami, cm .

Moment zginający

$$M = \frac{P \cdot l}{8} = \frac{p \cdot l^2 \cdot h}{8} \quad (42)$$

Napężenia gnące

$$\sigma = \frac{M}{W} \quad (43)$$

gdzie

$$W \text{ — dla przekroju prostokątnego} = \frac{a^2 \cdot b}{6},$$

przy czym

a — szerokość belki, cm,

b — wysokość belki, cm,

$$W \text{ — dla przekroju okrągłego} = \frac{d^3 \cdot \pi}{32},$$

przy czym

d — średnica belki, cm

stąd

dla przekroju kwadratowego (przy $a = b$)

$$a = b = \sqrt[3]{\frac{3 \cdot p \cdot h \cdot l^2}{4 k_g}} \quad (44)$$

dla przekroju okrągłego

$$d = \sqrt[3]{\frac{4 p \cdot h \cdot l^2}{\pi \cdot k_g}} \quad (45)$$

gdzie k_g oznacza dopuszczalne napężenie drewna na zginanie, kg/cm^2 .

Obudowa wieńcowa pełna (rys. 37)

Siła działająca na belkę

$$P = p \cdot l \cdot b \quad (46)$$

Moment zginający

$$M = \frac{P \cdot l}{8} \quad (47)$$

Napężenie gnące

$$\sigma = \frac{M}{W} \quad (48)$$

Przyjmując oznaczenia podane wyżej, otrzymuje się po wykonaniu podstawień szerokość belki:

dla kwadratowego przekroju belki

$$a = \frac{1}{2} l \cdot \sqrt{\frac{3 p}{k_g}} \quad (49)$$

dla przekroju okrągłego belki

$$d = 2 \cdot l \cdot \sqrt{\frac{p}{\pi \cdot k_g}} \quad (50)$$

Obudowa drzewna wieloboczna. Obudowę tę o wykonaniu wodoszczelnym oblicza się tak, jak kołową obudowę murową, sprawdzając bok wieloboku na złamanie i posługując się wzorem

$$a = \frac{1}{2} l \cdot \sqrt{\frac{3p}{k_g}} \quad (51)$$

Obudowa stalowa prostokątna. Obudowę tę oblicza się zgodnie z zasadami podanymi wyżej, przyjmując dla W wartość zależną od profilu stali zastosowanej do obudowy. Dopuszczalne naprężenie na zginanie dla stali przyjmuje się w granicach 800 do 1000 kG/cm².

Obliczenie obudowy murowej szybów okrągłych

Obudowę z cegły, betonu, betonitów, żelbetu oblicza się na jednostajne radialne ciśnienie zewnętrzne według następujących wzorów:

Wzór Serlo

$$a = \frac{p \cdot r}{k - p} \quad (52)$$

Wzór Lamé

$$a = r \cdot \left(\sqrt{\frac{k}{k - 2p}} - 1 \right) \quad (53)$$

Wzór De Noel'a (Daniela)

$$a = \frac{2p \cdot r}{2k - 3p} \quad (54)$$

Wzór Heise

$$a = \frac{p \cdot r}{k} \quad (55)$$

Wzór Hubera

$$a = r \cdot \left(\sqrt{\frac{k}{k - p\sqrt{3}}} - 1 \right) \quad (56)$$

Wzory empiryczne

Wzór Protodiakonowa

$$a = \frac{p \cdot r}{k - p} + \frac{150}{k} \quad (57)$$

Wzór Andrejczewa

$$a = r \cdot \left(\sqrt{\frac{k}{k - 2p}} - 1 \right) + \frac{150}{k} \quad (58)$$

gdzie

a — grubość obudowy, cm,

p — ciśnienie jednostkowe na obudowę, kG/cm²,

r — promień szybu w świetle obudowy, cm,

k — dopuszczalne naprężenie na ściskanie materiałów obudowy, kG/cm².

W celu lepszego prześledzenia toku obliczeń podano wyprowadzenie dla obudowy wodoszczelnej najczęściej stosowanych wzorów. Na obudowę szybu działa ciśnienie zewnętrzne p wyrażone w kg/cm^2 . Z obudowy tej wycięto (rys. 38) elementarny pierścień o jednostkowej wysokości. Z pierścienia tego wzięto dwa elementy w kształcie pasek szerokości d_s oddalone o kąt α od prostopadłej do linii AB .

Na każdy pasek działa ciśnienie

$$p \cdot d_s \cdot 1 = p \cdot d_s$$

Ciśnienia te nachylone są pod kątem α do prostopadłej CD . Rozkładając je na składowe równoległe i prostopadłe do linii AB , otrzymano składowe $p \cdot d_s \cdot \sin \alpha$ oraz $p \cdot d_s \cdot \cos \alpha$. Składowe $p \cdot d_s \cos \alpha$ skierowane w jedną stronę sumują się. Składowe $p \cdot d_s \sin \alpha$ skierowane przeciwnie znoszą się. Na dwa paski działa ciśnienie

$$2 p \cdot d_s \cdot \cos \alpha$$

Na jedną połowę pierścienia obudowy będzie działać suma ciśnień

$$S = \int_0^{\frac{\pi}{2}} 2 p \cdot d_s \cdot \cos \alpha$$

Podstawiając $d_s = R_z \cdot d\alpha$ otrzymamy

$$\begin{aligned} S &= \int_0^{\frac{\pi}{2}} 2 p \cdot R_z \cdot \cos \alpha \cdot d\alpha = 2 p \cdot R_z \int_0^{\frac{\pi}{2}} \cos \alpha \cdot d\alpha = 2 p \cdot R_z \left| \sin \alpha \right|_0^{\frac{\pi}{2}} = \\ &= 2 p \cdot R_z \end{aligned}$$

Z uwagi na wytrzymałość obudowy musi być zachowana zależność, że dopuszczalne natężenie przekroju musi być większe lub równe sumie ciśnień.

$$F \cdot k \geq S$$

Powierzchnia przekroju elementarnego pierścienia $f = a \cdot 1$. Ponieważ w połowie elementarnego pierścienia występują dwa przekroje więc

$$F = 2 f = 2 a$$

Stąd otrzymano

$$2a \cdot k = 2p \cdot R_z$$

a ponieważ

$$R_z = R + a$$

więc

$$2a \cdot k = 2p (R + a)$$

Ostatecznie grubość obudowy wodoszczelnej wynosi

$$a = \frac{p \cdot R}{k - p}$$

Wprowadzając do powyższego wzoru współczynnik bezpieczeństwa $m = 2$ (przy obudowie z cegieł),

otrzymamy

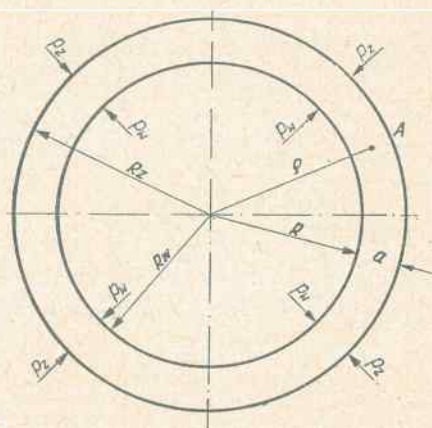
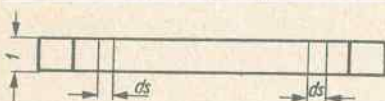
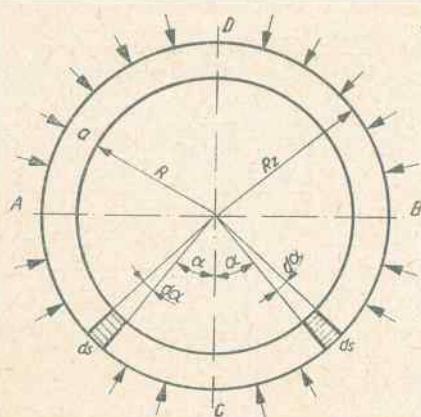
$$a = \frac{2 p \cdot R}{k - p}$$

Obudowa liczona tym wzorem jest jednak za gruba, toteż najczęściej stosuje się wzór Serlo

$$a = \frac{p \cdot R}{k - p}$$

Wzór ten podaje przybliżone wartości, gdyż zakłada, że naprężenia w obudowie są wszędzie jednakowe, podczas gdy w rzeczywistości są one zmienne zależnie od grubości obudowy. Z tych względów daje on dobre wyniki przy ściankach cienkich.

Bardziej dokładny wzór otrzymano, wyprowadzając go z zasadniczego wzoru Lamé dla ciśnień w naczyniach cylindrycznych.



Rys. 39. Szkic do obliczenia wodoszczelnej obudowy szybów wzorem Lamé

Rys. 38 (z lewej). Szkic do obliczenia wodoszczelnej obudowy szybów wzorem Serlo

Oznaczając ciśnienie jednostkowe zewnętrzne p_z , wewnętrzne p_w , a ciśnienie w dowolnym punkcie A położonym na promieniu ϱ (rys. 39) przez T, można podać zależność

$$T = \frac{p_z \cdot R_z^2 - p_w \cdot R_w^2}{R_z^2 - R_w^2} + \frac{R_z^2 \cdot R_w^2 \cdot (p_z - p_w)}{\varrho^2 \cdot (R_z^2 - R_w^2)}$$

Ciśnienie T jest minimalne, gdy $\varrho = R_z$, maksymalne zaś gdy $\varrho = R_w$.

$$T_{max} = \frac{p_z \cdot R_z^2 - p_w \cdot R_w^2 + R_z^2 \cdot (p_z - p_w)}{R_z^2 - R_w^2}$$

Ciśnienie p_w jest ciśnieniem cieczy zawartej wewnątrz cylindrycznego naczynia, w danym przypadku powietrza, więc $p_w = 0$, gdyż rozpatruje się tylko nadciśnienie.

Otrzyma się więc

$$T = \frac{p_z \cdot R_z^2 + p_z \cdot R_z^2}{R_z^2 - R_w^2}$$

W przypadku obudowy szybowej będzie

$$k = \frac{2p \cdot (R + a)^2}{(R + a)^2 - R^2}$$

$$2p \cdot (R + a)^2 = k (R + a)^2 - k \cdot R^2$$

$$R + a = \sqrt{\frac{k \cdot R^2}{k - 2p}}$$

i ostatecznie grubość obudowy według wzoru Lamé

$$a = R \cdot \left(\sqrt{\frac{k}{k - 2p}} - 1 \right)$$

Przy wprowadzeniu dla murów z cegły współczynnika bezpieczeństwa $m = 2$ otrzymamy

$$a = R \cdot \left(\sqrt{\frac{k}{k - 4p}} - 1 \right)$$

Wyprowadzenie wzoru Hubera podane jest w dziele: S. Huber, Stereomechanika techniczna, t. III oraz w podręcznikach wytrzymałości materiałów.

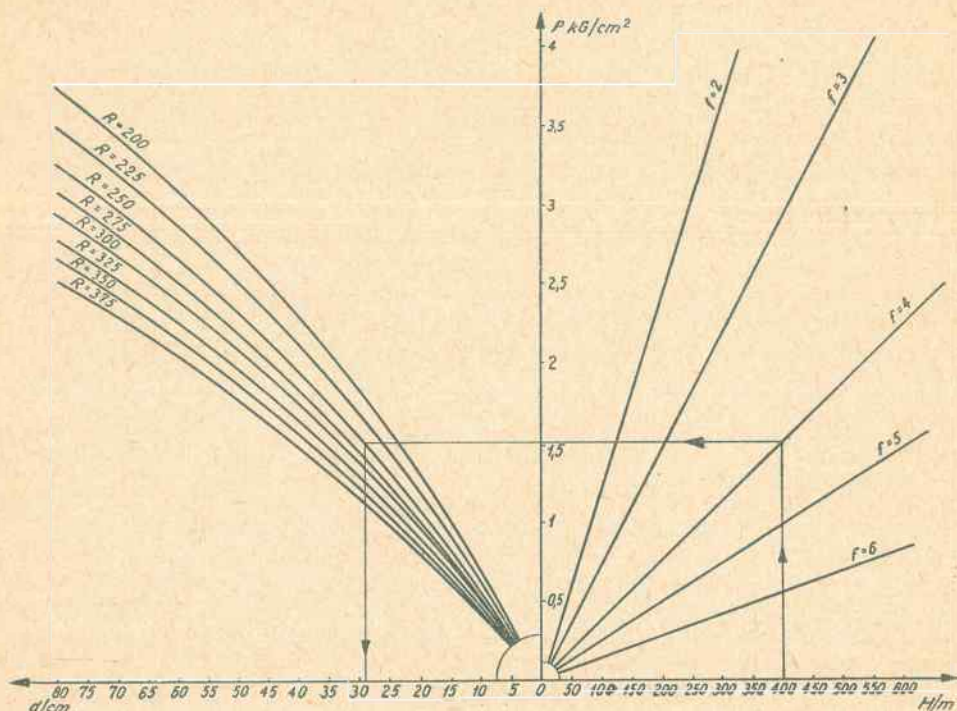
Przy wyliczeniach grubości obudowy szybu należy przestrzegać zasady, by wyliczać ją odcinkami, dobierając partie skał o zbliżonych własnościach fizyko-mechanicznych i równomiernym ciśnieniu na obudowę. Ten sposób postępowania zezwala na najbardziej ekonomiczny dobór grubości obudowy szybowej.

Analizując poszczególne wzory należy stwierdzić, że wzór Heise odnosi się jedynie do nieznacznych grubości obudowy i może być stosowany do wstępnych obliczeń. Daje on w wyliczeniu grubość obudowy z nadmiarem (po stronie pewności). Wynika to stąd, że opiera się on na jednoosiowym stanie napięcia w konstrukcji i przyjmuje, że w każdym punkcie przekroju naprężenia obwodowe są stałe (pomijając występowanie naprężeń radialnych i stycznych), podczas gdy w rzeczywistości są one zmienne. Błąd ten zwiększa się z grubością obudowy. Wzór Serlo stosować należy do obliczeń obudowy w skałach zwięzłych, gdyż w pozostałych przypadkach daje grubości obudowy większe, aniżeli wymaga tego praktyka. W tych przypadkach (skały luźne, plastyczne) bardziej odpowiedni jest wzór Lamé. Daje on wyniki z gwarancją pewności nawet w przypadku nierównomiernego ciśnienia górotworu. Wyniki obliczeń tym wzorem dla kilku średnic szybów ujęte graficznie podano na rys. 40. Wzór Hubera oparty na sumowaniu naprężeń w myśl zasad hipotezy odkształcenia postaciowego daje ściśle rozwiązania, znajdujące potwierdzenie w doświadczeniach laboratoryjnych.

Pozostałe wzory są mniej używane.

Obliczenie obudowy tubingowej

Przy obliczaniu obudowy tubingowej stosuje się zazwyczaj wzory Serlo i Lamé, które z uwagi na ciekłą ściankę obudowy dają w przybliżeniu jednakowe wartości. Wyliczoną grubość ścianki tubingu sprawdza się dodatkowo na wyginanie gładkich pól tubingowych, będących najsłab-



Rys. 40. Wykres grubości obudowy w zależności od średnicy szybu i ciśnienia na obudowę zbudowany na podstawie przeliczeń wzorem Lamé

szymi miejscami w obudowie. Traktując pole tubingowe jako płytę podpartą w dwu punktach sprawdza się grubość ścianki tubingu na zginanie stosując wzór Bacha

$$a = c \cdot b \cdot \frac{\psi \cdot p}{2 k_g \cdot (c^2 + b^2)} \quad (59)$$

gdzie

ψ — współczynnik zależny od rodzaju utwardzenia płyty; przyjmuje się $\psi = 0,75$,

k_g — dopuszczalna wytrzymałość na zginanie; dla żeliwa przyjmuje się $k_g = 1,7 k_r$,

k_r — dopuszczalne naprężenie żeliwa na rozciąganie; dla warunków szybowych przyjmuje się

$$k_g = k_r = 300 \text{ kG/cm}^2$$

$$c = \frac{\text{długość pola tubingu pomniejszona o grubość żeber}}{\text{ilość tubingów w obwodzie}} = \frac{2 \pi \cdot R}{n} - 2a$$

przy czym

a — grubość ścianki tubingu = grubość żeber bocznych,

b — wysokość pola płyty = wysokość tubingu pomniejszona o grubość żeber poziomych.

Obudowę tubingową sprawdza się dodatkowo na spłaszczenie przez wyliczenie współczynnika stateczności B według wzoru Eulera

$$B = \frac{3 \cdot E \cdot J}{p \cdot h \cdot R^3} > 1 \quad (60)$$

gdzie

E — wydłużenie sprężyste; dla żeliwa = 1 000 000, dla stali 2 200 000,

J — moment bezwładności,

p — ciśnienie jednostkowe na obudowę,

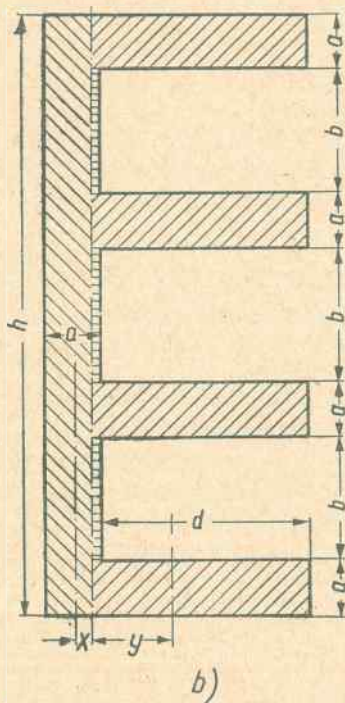
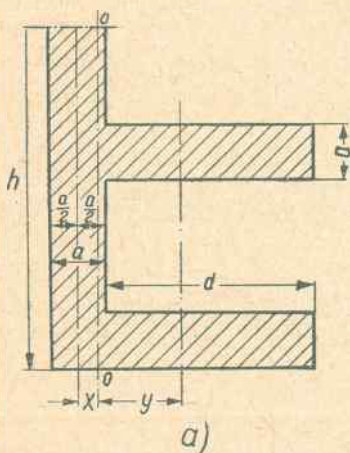
R — promień zewnętrzny obudowy,

h — wysokość pierścieni obudowy.

Z powyższego wzoru widać, że stateczność zależna jest od materiału; jest ona tym większa, im większe jest wydłużenie sprężyste E . Zależna jest też od przekroju i będzie tym większa im większy będzie moment bezwładności przekroju. Na odwrót stateczność będzie tym mniejsza, im

Rys. 41. Szkic do obliczenia obudowy tubingowej

a — wyznaczenie osi objętej dla obliczenia momentu bezwładności, b — graficzny sposób wyznaczenia momentu bezwładności tubinga



większe będzie ciśnienie p , dla którego oblicza się obudowę, im wyższe projektuje się pierścienie obudowy oraz im większy jest zewnętrzny promień obudowy.

Dla wyliczenia współczynnika stateczności konieczne jest uprzednie obliczenie momentu bezwładności użytego przekroju tubingu. W celu przeprowadzenia obliczeń wyznacza się przede wszystkim położenie osi obrotowej $0-0$ (rys. 41 a), którą określa się w stosunku do środkowych osi

dwóch części tubingu. Wyznaczenie dwóch nieznanymi wielkości x i y możliwe jest za pomocą układu dwóch równań.

Pierwsze równanie

$$x + y = \frac{a}{2} + \frac{d}{2} = \frac{l}{2} \cdot (a + d) \quad (61)$$

Drugie równanie wynika z założenia, że oś obojętna dzieli ciężar obu części tubingu na dwie równe połowy, gdyż przechodzi przez jego środek ciężkości; można więc ustalić zależność

$$\frac{x}{y} = \frac{\text{ciężar prawej strony tubingu, licząc od osi obojętnej}}{\text{ciężar lewej strony tubingu, licząc od osi obojętnej}}$$

Lewą stronę tubingu przedstawia prostokąt o wysokości h i szerokości a , zaś prawą stronę cztery prostokąty o wysokości a i szerokości d (rys. 41 b). Drugie równanie przybierze postać

$$\frac{x}{y} = \frac{4a \cdot d}{h \cdot a} = \frac{4d}{h} \quad (62)$$

Rozwiązanie układu obu równań daje wartości x i y

$$x = \frac{2d \cdot (a + d)}{4d + h} \quad (63)$$

$$y = \frac{4 \cdot (a + d)}{2 \cdot (4d + h)} \quad (64)$$

Moment bezwładności przekroju prostokątnego względem osi, przechodzącej w odległości a wynosi

$$y = \frac{b \cdot a^3}{3} \quad (65)$$

Znając moment bezwładności prostokąta, wyznacza się momenty bezwładności figur bardziej skomplikowanych, składających się z prostokątów.

Dla każdego prostokąta składowego oblicza się moment bezwładności osobno, a następnie sumuje się poszczególne momenty, jeżeli należą do przekroju, lub odejmuje, jeżeli dane figury nie znajdują się w przekroju, tzn. stanowią tylko puste miejsca.

Przekrój tubingu dzieli się na prostokątne płaszczyzny trzech rodzajów (— (rys. 41 b) — odmiennie zakreskowane) i oblicza dla nich momenty bezwładności. Suma ich daje całkowity moment bezwładności tubingu.

$$J_1 = \frac{h \cdot \left(\frac{1}{2} a + x \right)^3}{3}$$

$$J_2 = \frac{3b \cdot \left(y - \frac{1}{2} d \right)^3}{3}$$

$$J_3 = \frac{4a \cdot \left(\frac{1}{2} d + y \right)^3}{3}$$

Całkowity moment bezwładności tubingu

$$J = J_1 + J_2 + J_3$$

Po wstawieniu poszczególnych wartości, zastąpieniu y i uproszczeniu otrzyma się

$$J = \frac{1}{3} \cdot \left\{ \left(\frac{1}{2} a + x \right)^3 \cdot h + \left(\frac{1}{2} a - x \right)^3 \cdot 3 \cdot (h - 4a) + \left(d + \frac{1}{2} a - x \right)^3 \cdot 4a \right\} \quad (66)$$

gdzie

a — grubość ścianki tubingu,

a — szerokość żebra,

x — odległość środka ciężkości ścianki tubingu od osi obojętnej,

h — wysokość tubinga.

Oprócz podanych wzorów do obliczenia obudowy tubingowej stosuje się jeszcze empiryczny wzór Evrarda

$$a = 0,9 + 0,0065 \cdot H \cdot D \quad (67)$$

gdzie

H — głębokość szybu, m,

D — średnica szybu, m.

Wzorem tym nie należy się posługiwać przy większych głębokościach szybu, gdyż daje on wtedy wyniki zbyt duże.

Zazwyczaj przy obliczeniach postępuje się tak, że zakłada się grubość tubingów poczynając od 25 mm, stopniowaną co 5 mm i dla każdej grubości oblicza się głębokości, do jakiej może sięgać obudowa danej grubości. W tym celu przekształca się odpowiednie wzory.

Przekształcony wzór Serlo

$$H = \frac{k \cdot a}{(r + a) \cdot \delta} \quad (68)$$

Przekształcony wzór Lamé

$$H = \frac{k \cdot a \cdot (a + 2r)}{2 \cdot \delta \cdot (a + r)^2} \quad (69)$$

Przekształcony wzór Evrarda

$$H = \frac{a - 0,9}{0,0065 D} \quad (70)$$

Przekształcony wzór Bacha

$$H = \frac{2 k_g \cdot (c^2 + b^2) \cdot a^2}{0,75 \cdot \delta \cdot c^2 \cdot b^2} \quad (71)$$

Określenia oznaczeń literowych we wzorach zostały podane wyżej.

Wzoru Eulera nie przekształca się, gdyż służy on do sprawdzenia już obranego przekroju tubingu, który się zmienia, jeśli nie odpowiada warunkom stateczności. W powyższych wzorach za δ przyjmuje się zwykle ciężar płynu cisnącego na obudowę.

Dla czystej wody

$$\delta = \frac{\gamma}{10} = 0,1$$

Dla solanki o c. wł. $\gamma = 1,1 \div 1,2$

$$\delta = 0,11 \div 0,12$$

Dla kurzawki o c. wł. $\gamma = 1,5 \div 1,7$

$$\delta = 0,15 \div 0,17$$

Z wzorów tych głębokość szybu H otrzymuje się w metrach.

Dla mniejszych głębokości stosuje się do wyliczeń wzór Bacha, który w przeciwieństwie do wzorów Serlo i Lamé uwzględnia zginanie. Przy większych głębokościach wzory te dają wyższe wyniki.

4. Obliczenie gardzieli szybowej

Obliczenie gardzieli szybowej należy przeprowadzać posługując się podanymi poprzednio wzorami.

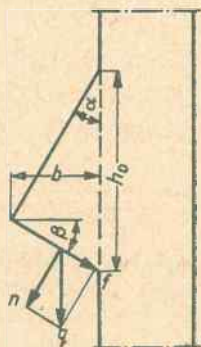
Grubość obudowy gardzieli oblicza się na ciśnienie gruntu, jak również pobliskich budynków obciążających fundamenty i dźwigary główne wieży. W przypadku braku danych do obliczeń grubość obudowy z cegły powinna wynosić co najmniej 1 m.

Z uwagi na rozmarzanie obudowy gardzieli wskutek wpływów atmosferycznych (oblodzenie) zalecane jest używanie do obudowy gardzieli materiałów o małej nasiąkliwości, a więc cegłę lub klinkier, półklinkier, beton i betonity.

Gardziel posadawia się zazwyczaj na głębokości 10 m. Zależne to jest jednak od głębokości zalegania dostatecznie mocnej warstwy skalnej.

5. Obliczenie posadowienia obudowy

W czasie głębenia szybu wykonuje się w odległości kilkunastu do kilkudziesięciu metrów wcinki w ociosie, dające w efekcie zgrubienie obudowy (rys. 42). Mają one za zadanie wsparcie górnej nadległej części obudowy o skałę i przeniesienie na nią obciążenia, wynikającego z ciężaru



Rys. 42. Dwustożkowa stopa szybowa

nadległej obudowy; w ten sposób odciąża się obudowę znajdującą się poniżej posadowienia. Ilustruje to rys. 42. Siła q wynikająca z ciężaru obudowy rozkłada się na składową równoległą f do powierzchni nośnej stopy oraz składową prostopadłą n . Składowa prostopadła n przenosi ob-

ciążenie obudową na dalsze partie skały nie przylegające bezpośrednio do obudowy. W skałach luźnych posadowienie obudowy wykonuje się w granicach 25 do 30 m. W skałach o współczynniku zwięzłości ≥ 6 — w odległości 50 do 60 m. Obecne dane z praktyki wskazują, że w przypadku wykonywania obudowy bez pustek przy ociosie ma ona dostateczną ilość zazębienia na ociosie i wykonywanie stóp szybowych w odległościach 50 do 60 m jest zbyt duże. Natomiast posadowienie obudowy powinno się wykonywać nad podszybiami, w odległości około 10 m powyżej sklepienia podszybia. Posadowienie obudowy powinno się wykonywać w skałach zwięzłych. Wybór miejsca założenia stopy powinien być decydowany w trakcie głębinienia szybu po dostatecznym rozeznaniu charakteru warstw skalnych.

Spśród różnego rodzaju stóp szybowych stosuje się obecnie powszechnie stopę szybową dwustożkową.

Ciężar muru szybowego spoczywającego na stopie oblicza się z zależności

$$Q = m \cdot h \cdot a \quad (72)$$

gdzie

Q — ciężar muru, t/m,

m — ciężar objętościowy obudowy, t/m³,

h — wysokość odcinka szybu między stopami, m,

a — grubość obudowy, m.

Szerokość stopy wynosi

$$b = \frac{Q}{k_s} \cdot \cos \beta \quad (73)$$

gdzie

b — szerokość stóp, m,

k_s — dopuszczalne obciążenie jednostkowe skał, kG/cm²,

β — kąt nachylenia dolnej podstawy stopy do poziomu.

Kąt nachylenia dolnej podstawy stożka stopy powinien być mniejszy od kąta tarcia muru po skale φ_0 . Kąty te podane są w poniższej tablicy 41.

Tablica 41

Kąty tarcia muru po skale

Rodzaj muru	Rodzaj skał	Współczynnik tarcia f	Kąt tarcia φ°
Cegła	mocne twarde skały	0,75	37°
	grunt suchy twardy	0,05	33°
	grunt średni twardy	0,45	24°30'
	grunt gliniasty mokry	0,30	17°
Beton	głina mokra sucha .	0,40	22°
	głina mokra	0,20	11°30'
	glinki, mułki suche	0,50	26°30'
	glinki, mułki mokre	0,30	17°

Dla skał karbońskich przyjmuje się zwykle $\varphi = 30^\circ$.

Wysokość stopy oblicza się z wzoru

$$h_o = 1,73 b \sqrt{\frac{k_s}{k_z \cdot \cos \beta}} \quad (73 b)$$

gdzie

h_0 — wysokość całkowita stopy, cm,

k_z — dopuszczalne naprężenie na zginanie materiału stopy, kG/cm^2 ,
wynosi:

dla muru z cegły kl. 150 — $1,5 \text{ kG/cm}^2$

dla betonu marki 110 — $2,5 \text{ kG/cm}^2$

Wysokość stopy sprawdza się na ścinanie

$$\tau = \frac{k_s \cdot b}{h_0 \cdot \cos \beta}$$

gdzie τ oznacza dopuszczalne naprężenie na ścinanie

dla cegły kl. 150 $1,5 \text{ kG/cm}^2$

dla betonu marki 110 $2,5 \text{ kG/cm}^2$

Kąt górnej części stożka α

$$\text{ctg } \alpha = \frac{k_s}{\tau \cdot \cos \beta} - \text{tg } \beta$$

Należy stwierdzić, że obecnie istnieje tendencja niewykonywania stóp szybowych przy stosowaniu obudowy murowanej i betonowej. Na podstawie obserwacji w praktyce stwierdzono, że nierówności ociosów szybowych stwarzają dostateczne tarcie obudowy o ociosy skalne, tak iż wykonywanie stóp szybowych jest zbędne.

Stosowanie stóp szybowych jest natomiast konieczne w następujących przypadkach:

- gdy głębienie szybu odbywa się w skałach słabozwężłych przy użyciu młotków mechanicznych, wskutek czego ociosy szybowe są gładkie,
- gdy zalecane jest odcięcie poszczególnych horyzontów wodnych dla uniknięcia zwiększenia ciśnienia hydrostatycznego lub też uniknięcia wód agresywnych,
- na wysokości około 10 m nad podszybiem o dużych wymiarach poprzecznych lub też nad przejściem grubych pokładów węgla.

ROZDZIAŁ IV

ROBOTY PRZYGOTOWAWCZE DO GŁĘBIENIA SZYBU

1. Wiadomości wstępne i harmonogram wykonywania robót przygotowawczych

Prace, które należy wykonać, aby można było rozpocząć głębenie szybu noszą nazwę robót przygotowawczych, czas zaś, w którym są one wykonywane, nazywa się okresem robót przygotowawczych.

W ogólności do robót przygotowawczych do głębenia szybu zaliczamy:

- wiercenie badawcze i opracowanie hydrogeologiczne,
- prace projektowe głębenia szybu, część górnicza i mechaniczna oraz prace projektowe odnoszące się do zabudowania urządzeń do głębenia szybu,
- prace miernicze,
- prace administracyjno-gospodarcze,
- prace budowlane,
- prace montażowe.

Głębenie szybu jest przedsięwzięciem bardzo kosztownym. Na przykład koszt głębenia (wyłom, obudowa i zbrojenie) szybu średnicy 5,5 do 6,0 m i głębokości 400 do 450 m w średnich warunkach geologicznych ocenić można na około 20 mln złotych w cenach z 1959 r. Z tych względów zarówno potrzeba głębenia szybu, jak i sposób jego przeprowadzenia wymagają dokładnego przestudiowania.

Stwierdzenie konieczności głębenia szybu następuje w drodze oceny projektu wstępnego, a następnie projektu technicznego rozbudowy lub budowy nowej kopalni.

Z chwilą postanowienia głębenia szybu w pewnym obszarze górniczym budowa szybu powinna być zgłaszana wykonawcy. Prace przygotowawcze związane z budową szybu, z chwilą podjęcia się budowy szybu przez wykonawcę, prowadzone są na tym etapie zarówno przez inwestora, jak i wykonawcę. Niejednokrotnie też wynika potrzeba uzgadniania i prowadzenia tych prac wspólnie przez obie zainteresowane strony.

Do zagadnień, które muszą być rozwiązane przez zarząd kopalni, dla której ma być szyb zbudowany należą:

Ustalenie średnicy szybu i jego głębokości oraz określenie jego funkcji, szczegółowa lokalizacja szybu i urządzeń funkcjonalnych, uregulowanie spraw własnościowych, uzyskanie odpowiednich zezwoleń na budowę od administracji publicznej i władz górniczych, załatwienie spraw związanych z budową drogi dojazdowej do szybu i ewentualnie linii kolejowej, połączenia telefonicznego, dostawy energii elektrycznej, wody przemysłowej i pitnej, ustalenie miejsca składowania urobku i dróg przewozowych oraz odprowadzania wód ściekowych, załatwienie spraw związa-

nych z zatwierdzeniem projektu głębienia szybu, podszybi i wyrobisk bezpośrednio z szybem połączonych.

Należy stwierdzić, że zagadnienia te i prawidłowe ich rozwiązanie mają kapitalny wpływ zarówno na koszty, jak i termin budowy szybu. Niewłaściwe uregulowania tych zagadnień lub nieprawidłowe ich rozwiązania, bez uzgadniania z wykonawcami, prowadzi do późniejszych błędów w budowie szybu, przestojów i podrożenia budowy. Konieczny okres załatwienia przez zarząd kopalni powyższych spraw można ustalić na 2 lata.

Bezpośrednio po podjęciu się budowy szybu wykonawca powinien przystąpić do wierceń badawczych i opracowania hydrogeologicznego. Przed podjęciem wiercenia wykonawca przy współudziale inwestora ustala szczegółową lokalizację otworu wiertniczego w stosunku do osi przyszłego

L.p.	Wyszczególnienie robót	Miesiące											
		I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
1	A Wiercenie badawcze pod szyb												
2	B Roboty budowlane												
	Ogrózenie i portiernia												
	Wykop głowicy												
	Fundamenty wieży												
	Fundamenty i budynek maszyny wyciąg												
	Fundamenty i budynek sprężarek powietrz												
	Fundamenty i budynek kotłowni do pom. wisz.												
	Budynek podstacji elektrycznej												
	Zbiornik na wodę chłodzącą												
	Budynek administracyjny												
	Magazyn materiałowy												
	Szopa przyszybową												
	Budynek smarów i olei												
	Magazyn materiałów wybuchowych												
	Fundamenty kotłowni napinających												
	Fundament wentylatora												
	Budynek warsztatu i kuźni												
3	C Roboty montażowe												
	Montaż wieży												
	Montaż maszyny wyciągowej												
	Montaż urządzeń szybowych												
	Montaż sprężarek powietrznych												
	Montaż urządzeń podstacji elektrycznej												
	Montaż kotłowni do pomosłu wieszącego												
	Montaż kotłowni napinających												
	Montaż betoniarek												
	Montaż wentylatora												
	Montaż urządzeń magazynu mat. wybuch.												

Rys. 43. Harmonogram robót przygotowawczych do głębienia szybu

szybu oraz określa ewentualne inne badania, jakie mają być wykonane w czasie wierceń, np. identyfikacja pokładów węgla, jak również wykorzystanie otworu po zakończeniu wierceń badawczych jako otwór mroźny, odwadniający, cementacyjny.

W pewnych okolicznościach, np. częściowego rozeznania górotworu na podstawie sąsiedniego szybu, ustala się, że badania przeprowadzone będą tylko do określonej głębokości otworu. Ten sam przypadek może zachodzić, jeżeli na podstawie znajomości warunków hydrogeologicznych zakłada się, że do pewnej głębokości, szyb będzie głębiony np. metodą zamrażania.

W niektórych przypadkach zakłada się, iż szyb zlokalizuje się w miejscu najkorzystniejszym z uwagi na stosunki hydrogeologiczne. W tym przypadku przeprowadza się kilka wierceń badawczych, a roboty przygotowawcze mogą być rozpoczęte po ukończeniu wierceń i ustaleniu ostatecznej lokalizacji szybu. W większości przypadków wymienione w rozdziale I względy, mające wpływ na lokalizację szybu, przesądzają jego umiejscowienie i wtedy w okresie wierceń badawczych można już wykonywać cały szereg robót przygotowawczych, jak np. budowa drogi, budynków administracyjno-gospodarczych i innych. Po ustaleniu metody głębenia szybu oraz wyposażenia wykonawca może przystąpić do opracowania projektu uzbrojenia placu budowy, organizacji i technologii głębenia szybu, jak również opracowania aktów koncesyjnych dla urządzeń wydobywczych i pomostu wiszącego, wymaganych przepisami władz górniczych.

Dla właściwego sporządzenia projektu organizacji robót i technologii głębenia wykonawca musi uprzednio przeprowadzić rozeznanie administracyjno-gospodarcze. Polega ono na uzgodnieniu z inwestorem sposobu i zakresu uzbrajania terenu, wydzieleniu terenu i urządzeń przez inwestora dla potrzeb wykonawcy.

Rozeznanie powinno również obejmować warunki socjalno-bytowe przyszłej załogi zatrudnionej przy budowie szybu.

Uzgodnienie przytoczonych zagadnień daje podstawę do ustalenia harmonogramu robót przygotowawczych. Opracowanie harmonogramu robót przygotowawczych jest ważną czynnością, gdyż przedstawia ono roboty następujące po sobie (tzw. nitkowe) i zalegające się, co stwarza lepsze warunki dla planowania, kierowania i kontroli wykonywanych robót. Przykład opracowania harmonogramu podany jest na rys. 43.

2. Prace miernicze przed głębeniem szybu

Z chwilą ustalenia lokalizacji szybu służba miernicza kopalni ustala położenie szybu w terenie.

Wyznaczenie szybu w terenie obejmuje:

1. Wyznaczenie i trwałe oznaczenie cechy zrębu szybu (niwelacji) w odległości do 20 m od środka szybu w stosunku do poziomu morza. Oznaczenie powinno być wykonane przynajmniej w dwu punktach.

2. Wyznaczenie i utrwalenie w terenie głównych osi szybu oraz środka szybu. Przez główne osie szybu należy rozumieć dwie prostopadłe do siebie linie, przechodzące przez środek szybu, z których jedna jest zazwyczaj równoległa do kierunku belek przedziałowych zbrojenia, a druga prostopadła do niej. Środek szybu otrzymuje się z przecięcia głównych osi szybu. Dla wyznaczenia głównych osi szybu konieczne jest jeszcze wyznaczenie w terenie azymutu, odchylenia jednej z osi szybu od kierunku północ-południe.

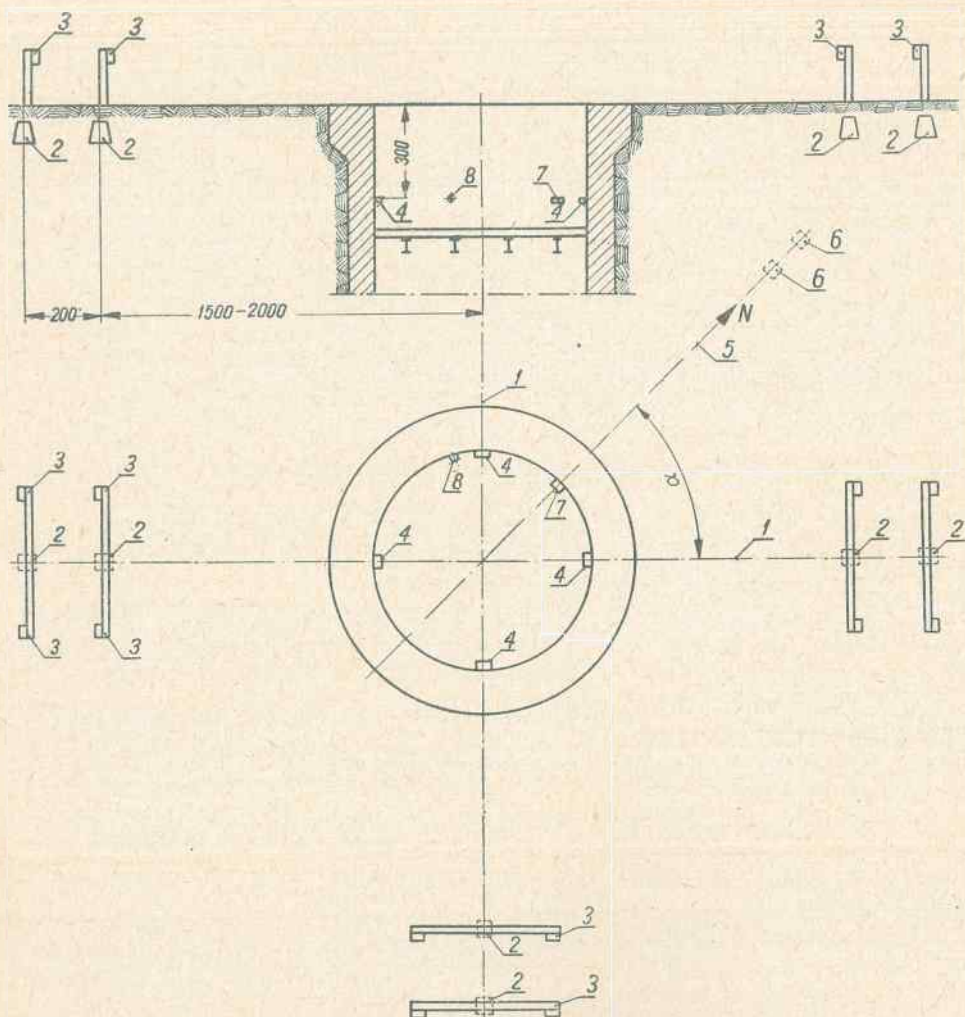
Wyznaczony środek szybu ulega w czasie wykonania głowicy szybu zniszczeniu. Z tych względów za miarodajne w odtworzeniu środka szybu i późniejszego jego przeniesienia pod ziemię służą główne osie szybu.

Główne osie szybu na okres głębenia należy utrzymywać w terenie przez wkopanie w ziemię, poza wieżą szybową i zabudowaniami, w odległości od 15 do 20 m od środka szybu, dwóch betonowych słupów mierniczych na każdym z dwóch kierunków osi (rys. 44). Na powierzchni miejsce utrwalenia osi należy oznaczyć tzw. ławami.

Po wykonaniu gardzieli szybu główne osie należy przenieść do szybu. W tym celu na głębokości około 3 m poniżej zrębu szybu zabudowuje się na kierunkach osi cztery klamry żelazne 4 (rys. 44), na których przez nacięcie utrwała się kierunki osi. Należy również przenieść i utrwalić kierunek północ-południe oraz cechę niwelacyjną. Są one potrzebne przy wyznaczeniu kierunków i poziomów wyrobisk prowadzonych z szybu oraz zabudowania zbrojenia.

3. Zagospodarowanie placu budowy

Zagospodarowanie placu budowy dla głębenia szybu odbywać się może w ramach zagospodarowania całości placu budowy nowej lub już



Rys. 44. Wyznaczenie głównych osi szybu

1 — główne osie szybu, 2 — kamienie miernicze oznaczające główne osie szybu, 3 — łącza oznaczające na powierzchni główne osie szybu, 4 — klamry w szybie oznaczające główne osie, 5 — kierunek północ-południe, 6 — kamienie miernicze utrwalające kierunek północ-południe, 7 — klamra utrwalająca w szybie kierunek północ-południe, 8 — bolec zabudowany w obudowie szybu utrwalający niwelację głowicy.

czynnej kopalni albo dla szybów wydzielonych, gdzie oprócz szybu nie przewiduje się budowy większych obiektów (np. szyby wentylacyjne).

Czynności, które należy wykonać w ramach zagospodarowania placu budowy, są następujące:

1. Doprowadzenie od głównej arterii komunikacyjnej drogi dojazdowej o trwałej lub utwardzonej nawierzchni.

2. Doprowadzenie bocznicy kolejowej, jeżeli plan ogólny to przewiduje lub jeżeli linia kolejowa przebiega niedaleko i budowa bocznicy jest opłacalna. Obok bocznicy należy przewidzieć rampę wyładowniczą i place składowe dla materiałów budowlanych.

3. Wyrównanie terenu albo przeprowadzenie niwelacji do ostatecznego poziomu placu przyszybowego. W pewnych przypadkach, jeżeli na to pozwala ukształtowanie terenu i ostateczne zagospodarowanie kopalni, szyby głębi się przed zniwelowaniem terenu przyszybowego, co przyspiesza wykonanie prac nitkowych. Niwelację wykonuje się wtedy po ukończeniu głębenia szybu, w czasie budowy ostatecznej gardzieli szybu, fundamentów wieży i budynku przyszybowego.

4. Doprowadzenie wody pitnej i przemysłowej wykonuje się bądź jako ostateczne w ramach zagospodarowania całości kopalni, albo tymczasowe na okres głębenia szybu i wykonywania prac budowlanych. Zapotrzebowanie wody przemysłowej dla celów budowlanych i chłodniczych wynosi 100 do 300 l/min. Woda musi być uprzednio zbadana, czy nadaje się do wyżej wymienionego użycia z uwagi na zanieczyszczenia fizyczne i domieszki chemiczne. Niekiedy wykonuje się ujęcia wody w stawach i potokach. Należy przy tym zwrócić uwagę na okresowe zmiany stanu wody, szczególnie w porze jesiennej i zimowej, gdyż ujęcie wody może się okazać niewystarczające. Szczególnie jest to ważne, jeżeli głębenie szybu na pewnym odcinku odbywa się metodą zamrażania, które wymaga większych ilości wody chłodniczej.

Niekiedy dla zaopatrzenia placu budowy w wodę wykonuje się studnie albo wykonuje się ujęcie wody w głęzionym szybie. Należy zaznaczyć, że pompowanie wody ze studzien wzmacnia jej ruch (przepływ), co jest objawem niekorzystnym przy stosowaniu metody zamrażania, jak również cementacji skał. W tych przypadkach studnie powinny być oddalone od szybu o minimum 300 m.

Dla zabezpieczenia rezerwy wody dla celów ruchowych na wypadek awarii pompowni i rurociągów oraz dla celów przeciwpożarowych wykonuje się na placu szybowym zbiorniki wody pojemności 50 lub 100 m³. Rurociągi wodne rozprowadzające wodę po placu budowy wykorzystuje się również dla celów przeciwpożarowych, urządzając obok budynków punkty gaśnicze.

5. Obok odprowadzania wody zużywanej dla celów ruchowych należy również przewidzieć odprowadzanie wód szybowych. Trzeba przy tym mieć na uwadze, iż wody te są niekiedy bardzo zanieczyszczone (c. wł. do 1,2), szlamem i dlatego przed odprowadzeniem do ogólnej kanalizacji lub potoków powinny być oczyszczone w osadnikach. Wody ściekowe, które w wielu przypadkach są zasolone wodami szybowymi, należy odprowadzić tak, by nie zniszczyć pól na polach ani rybostanu.

Teren przyszybowy oraz składowiska materiałów powinny być zdrenowane, aby wody deszczowe i z roztopów wiosennych mogły swobodnie odpływać; kanalizacja i przepusty wody powinny być prowadzone z nachyleniem od szybu, aby w przypadku dużej ilości wód lub uszkodzenia rurociągów nie dopuścić do zatopienia szybu.

6. Plac przyszybowy powinien być zagrodzony. W przypadku głębienia szybu na terenie istniejącej kopalni należy go również odgrodzić, zabezpieczając przed wejściem osób postronnych.

7. Na placu przyszybowym należy urządzić rampę dla wyładunku i załadunku maszyn i ciężkiego sprzętu.

8. Teren przyszybowy, a w szczególności drogi dojazdowe, dojścia i składowiska, jak również torowiska dla odwozu urobku i dowozu materiałów powinny być oświetlone.

9. Na placu przyszybowym powinna być wybudowana stacja transformatorów i rozdzielnia oraz doprowadzony prąd elektryczny potrzebny do głębienia szybu. W okresie robót przygotowawczych stosuje się stacje transformatorowe przeważnie typu kopalnianego JTA-200/6 mocy 200 kVA, które służą w okresie robót przygotowawczych dla robót budowlano-montażowych oraz wykonywania głowicy szybu.

W zależności od średnicy, głębokości szybu, dopływu wód i metody głębienia szybu zapotrzebowanie na moc elektryczną jest różne i waha się w granicach od 300 do 1500 KVA. Najczęściej stosowanym obecnie napięciem roboczym jest 500 V. Istnieje jednak tendencja do przechodzenia, w szczególności przy maszynach wyciągowych i sprężarkach, na napięcie 6000 V. Zapotrzebowanie mocy elektrycznej w różnych okresach głębienia szybu jest różne. Z tych powodów dla uniknięcia strat mocy biernej należy stosować kondensatory i mniejsze jednostki transformatorowe, które mogą być podłączane albo odłączane w miarę zmiany zapotrzebowania.

Stacje transformatorowe buduje się napowietrzne, bądź umieszcza się je w budynkach tymczasowych. Stosuje się też podstacje ostateczne, przeznaczając na ten cel wybudowane wcześniej sekcje budynku ostatecznego.

Dla zasilania szybu w energię elektryczną urządza się przy szybach gazowych — w budynku maszyny wyciągowej, a przy szybach zwykłych — w szopie przyszybowej podrozdzielnię, z której zasilą się urządzenia pompowe w szybie.

Na placu przyszybowym energię elektryczną przesyła się kablami ziemnymi.

Każda podstacja elektryczna na placu szybowym powinna być zasilana z dwóch źródeł prądu, aby w przypadku awarii zasilania z jednego źródła istniała możliwość wydobywania ludzi z dna szybu oraz utrzymania odwadniania lub zamrażania. Tam, gdzie uzyskanie drugiego źródła zasilania nie jest możliwe lub tam, gdzie w okresie burz istnieją wyłączenia zasilania nawet z dwóch źródeł, należy na szybie zainstalować przewoźną elektrownię napędzaną silnikiem spalinowym dostarczającą energię elektryczną w ilości zezwalającej na utrzymanie stanu wód w szybie na takim poziomie, aby nie dopuścić do zatopienia pomp.

Zaniedbanie zabezpieczenia bezawaryjnej dostawy energii elektrycznej odbija się bardzo na postępie głębienia szybów, zachowaniu bezpieczeństwa, przy znacznym zaś dopływie wód, jak to np. miało miejsce w niektórych kopalniach rud miedzi i rud żelaza, głębienie szybu bez zasilania w energię z dwu źródeł i awaryjnego pogotowia przewoźnej elektrowni spalinowej było niemożliwe.

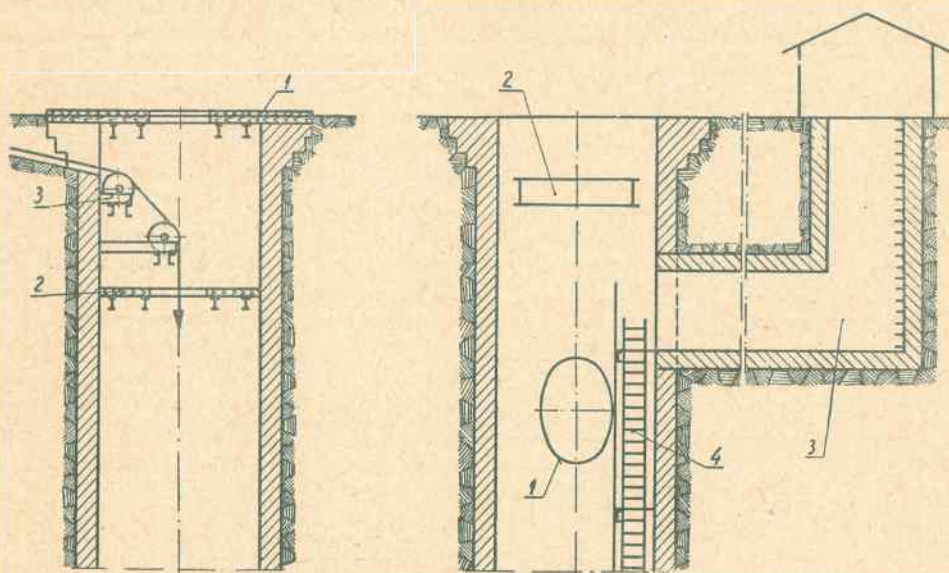
10. Doprowadzenie linii telefonicznej, podłączonej do ogólnej sieci pocztowej w kraju, jest nieodzownym warunkiem zachowania bezpieczeństwa i należytej organizacji pracy. Podłączenie telefoniczne powinno być również czynne w porze popołudniowej i nocnej.

11. Przed przystąpieniem do budowy gardzieli oraz prac budowlano-montażowych urządzeń do głębienia szybu, należy na placu przyszybowym wykonać wstępne zagospodarowanie w postaci szop na materiały budowlane, dla ochrony ludzi, ubrań i sprzętu; poza tym należy zainstalować ustęp, prowizoryczną umywalnię i kantorek dla kierownika budowy oraz zapewnić noclegi dla załogi budowlanej. Jeżeli to ostatnie nie jest możliwe, do czasu wybudowania hotelu robotniczego należy ludzi na budowę dowozić.

4. Wykonywanie gardzieli szybowej

Głębokość głowicy nie jest ściśle określona i w zależności od funkcji szybu może wynosić od kilku do kilkunastu metrów.

Potrzeba zmiany wyposażenia głowicy szybu na okres głębienia w stosunku do głowicy ostatecznej stwarza często konieczność budowy tzw. gardzieli tymczasowej, która po ukończeniu głębienia szybu zostaje wyburzona, a na jej miejscu wybudowana gardziel ostateczna.



Rys. 45 (z lewej). Przykład tymczasowej gardzieli szybu

1 — pomost roboczy, 2 — pomost bezpieczeństwa, 3 — konstrukcja wsporcza dla pomostu wiszącego

Rys. 46 (z prawej). Przykład ostatecznej gardzieli szybu

1 — kanał wentylacyjny, 2 — belki fundamentowe wieży, 3 — wyjście zaporowe, 4 — przedział drabinowy

W gardzieli tymczasowej mieści się wyposażenie związane z głębieniem szybu, tj. konstrukcja nośna dla koła liny wyciągowej pomostu wiszącego, pomost bezpieczeństwa, kołowrotki dla pionu głównego i pionów dla zbrojenia szybu, wyjście z przedziału drabinowego, wylot kanału dla liny pomostu wiszącego oraz wylot wyjścia zapasowego dla ludzi, jeżeli głębiony szczyt jest wyznaczony w wieży o konstrukcji drewnianej. Jedno z rozwiązań gardzieli tymczasowej pokazano na rys. 45.

Na wyposażenie gardzieli ostatecznej składają się: urządzenie grzewcze na okres zimy, pomost zakrywający szyb, wyjście z przedziału drabi-

nowego, konstrukcja wsporcza dla części wieży prowadniczej, ujście kanału dla rurciągow i kabli, ujścia kanałów wentylacyjnego, podsadzkowego i ucieczkowego, żelazne kłapy przeciwpożarowe. Przykład rozwiązania gardzieli ostatecznej pokazany jest na rys. 46.

Przy stosowaniu niektórych metod specjalnych, np. metody zamrażania lub kesonowej, tymczasowa gardziel szybowa powinna być dostosowana do urządzeń, jakie są w tej metodzie używane.

Gardziel szybową wykonuje się bądź w skałach luźnych, bądź w skałach zwiezłych. W przypadku występowania zawodnionych skał luźnych i wysokiego poziomu wód gruntowych wykonuje się otwartymi wykopami jedynie górną część gardzieli do głębokości 1,5 do 2,0 m, pozostałą część gardzieli — jedną z metod specjalnych.

W przypadku występowania niezawodnionych skał luźnych albo skał zwiezłych wykonuje się gardziel szybu na całą długość, tj. 8 do 12 m.

Bardzo często wykonywane jest obecnie przedłużanie gardzieli i głębienie szybu nawet do 50 m z zastosowaniem urządzeń prowizorycznych. Podyktowane jest to wieloma względami, a przede wszystkim:

1. Przejsie metodą zwykłą lub za pomocą obudowy opuszczanej przez zawodnione utwory czwartorzędu nasuwa wątpliwość, czy zostanie ono zakończone powodzeniem. W przypadku nieudania się zgłębienia gardzieli jednym z podanych sposobów usuwa się prowizoryczny wyciąg i wieżę oraz odwiera otwory mroźne.

2. W czasie głębienia gardzieli jedną z wyżej podanych metod dochodzi bardzo często do naruszenia pierwotnej struktury i osunięcia się górotworu. W tym przypadku zostałyby uszkodzone fundamenty pod wieżę do głębienia, a ta uległaby skrzywieniu.

W przypadku stosowania urządzeń prowizorycznych osuwanie się górotworu nie jest groźne. Ważne jest również to, że w czasie głębienia gardzieli ciężka wieża do głębienia ostatecznego (kilkadziesiąt ton) nie obciąża przyległego górotworu. Po zgłębieniu szybu do skał zwiezłych i uspokojeniu naruszonego górotworu wokół szybu, a niekiedy i wzmocnieniu przez cementację, wykonuje się fundamenty wieży i przystępuje do jej montażu.

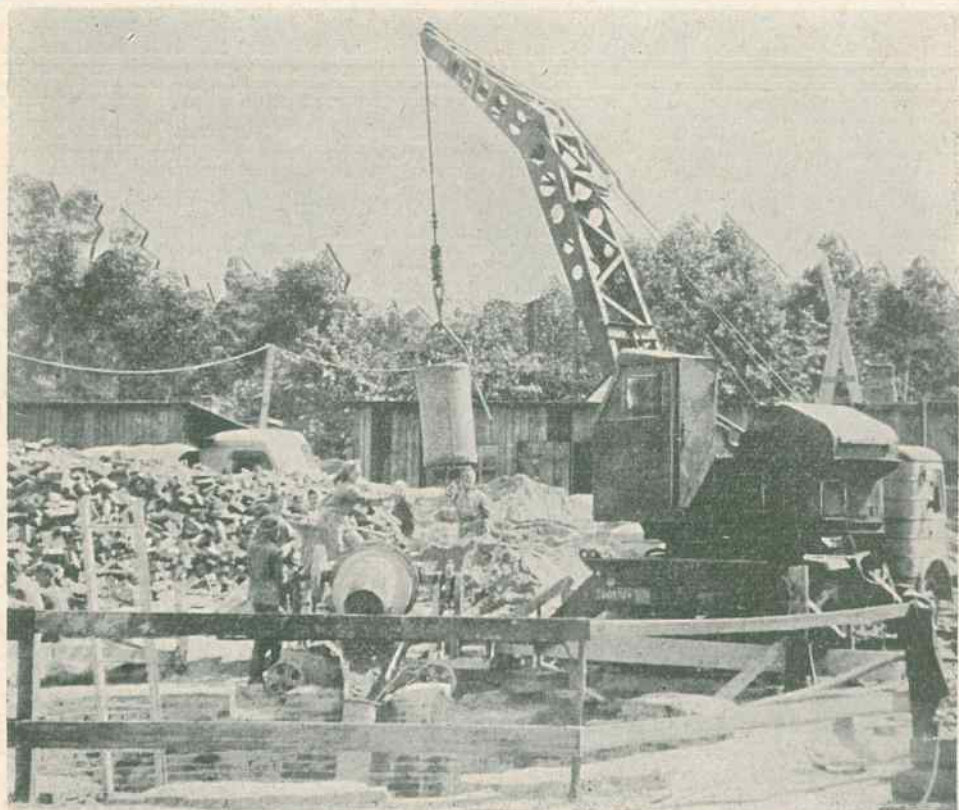
3. W skałach zwiezłych zawodnionych głębienie przedłużonej gardzieli daje ten efekt, że istnieje możliwość w okresie robót przygotowawczych przejścia i zacementowania szybu w skałach wodonośnych, co jest pracą znużną i długotrwałą. Niejednokrotnie prace te zająłby się z robotami przygotowawczymi. Tak np. na zmianie rannej wykonuje się montaż wyposażenia wieży, a na południowej i nocnej wykonuje się prace w szybie.

4. Głębienie szybu jest pracą nitkową w budowie kopalni, toteż zgłębienie szybu do 50 m w okresie robót przygotowawczych wpływa na przyspieszenie budowy kopalni o 2 do 3 miesiące. Z tych też względów stosuje się obecnie coraz częściej montaż wieży poza obrębem szybu, a następnie, po zgłębieniu szybu do 50 m i zmontowaniu wieży, nasuwa się ją na szyb. W celu uniknięcia straty czasu i nakładów na budowę gardzieli tymczasowej, następnie wyburzenie jej i budowę gardzieli ostatecznej, wykonuje się coraz częściej gardziele ostateczne, przystosowując je do celów głębienia szybu.

Przed rozpoczęciem głębienia gardzieli szybowej wyrównuje się teren, a następnie wyznacza osie szybu i jego środek. Po wyznaczeniu środka szybu obrysowuje się na gruncie dla celów wykopu skały zarys szybu. Urabianie skały wykonuje się w luźnych warstwach przy użyciu rydli

i łopat, w skałach bardziej zwięzłych przy użyciu młotków pneumatycznych z grotami łopatkowymi, zaś w skałach zwięzłych z zastosowaniem robót strzelniczych.

Do głębokości 0 do 4 m skałę z przodku szybowego wydaje się na powierzchnię do podstawionych wozów lub wywrotek samochodowych przenośnikami budowlanymi długości od 8 do 15 m. Materiały budowlane podaje się do przodku za pomocą zsuwni. Przy prowadzeniu wykopu gardzieli do głębokości 12 m dla wydobywania urobku i opuszczania materiałów stosuje się żuraw samochodowy typu Star, do którego doczepia się kubel pojemności $0,3 \text{ m}^3$ (rys. 47). Obroty żurawia ułatwiają w znacznym



Rys. 47. Głębianie gardzieli szybu przy użyciu żurawia samochodowego typu Star

stopniu rozładowanie kubła z urobku i załadowanie materiałów budowlanych. Opuszczenie zaprawy do głębokości 12 m wykonuje się najczęściej lutnią $\phi 300 \text{ mm}$.

Przy wykonywaniu gardzieli szybowej do wspomnianej głębokości stosuje się jeszcze niekiedy dla wydawania urobku i podawania materiałów pomosty pośrednie, zakładane w odstępach 1,20 do 1,50 m. Z uwagi na małą wydajność sposób ten jest zarzucany. Po osiągnięciu przez gardziel głębokości 5 do 8 m wykonuje się na zrębie szybu mocny pomost roboczy z przełotem dla kubła, zabezpieczonym otwieranymi klapami oraz otworem, również zabezpieczonym klapą, dla dojścia do przedziału drabinowego.

Przy zgłębianiu gardzieli szybu górnicy schodzą i wychodzą drabinami, zabudowanymi najczęściej w prowizorycznym przedziale drabinowym, który po zgłębieniu całej gardzieli i uruchomieniu urządzeń ostatecznych do głębinia wymienia się na zbrojenie ostateczne.

W przypadku gdy istniejące warunki nakazują wykonanie gardzieli szybu większej głębokości, niekiedy aż do 50 m, do wyciągania urobku



Rys. 48. Prowizoryczna wieża drewniana do głębinia szybów do 50 m

i dostawy materiałów stosuje się małych rozmiarów wieże wyciągowe i kołowroty elektryczne (rys. 48) o charakterystyce technicznej podanej w tabl. 42.

Z uwagi na słabe skały w górnych warstwach, głębinie i wznoszenie obudowy wykonuje się najczęściej segmentami (rys. 49). W skałach luźnych mających tendencję do usuwania się, obudowę wykonuje się na ciągłych ze stali okrągłej średnicy 30 mm, umieszcza się je w obudowie w odstępach 1,0 do 1,5 m. Dla należytego rozkładu obciążenia na grunt gardziele wyposaża się na zrębie szybu w specjalnie poszerzony wieniec podstawowy (rys. 50). W wieńcu tym rozmieszcza się pierścienie stalowe [NP-16 lub [NP-18 dla uchwycenia ciągłych obudowy podwieszanej.

Tymczasową gardziel szybową wykonuje się najczęściej z cegły klasy 150 wypalanej w nieco wyższej temperaturze, tzw. ostropalanej lub z cegły o podwójnych wymiarach, tzw. szybowej. Rzadziej wykonuje się obudowę z betonitów. W niektórych przypadkach, np. dla zabezpieczenia obudowy przed działaniem wód agresywnych, uzyskania dużej wytrzymałości, zabezpieczenia się przed niszczeniem obudowy wskutek oblodzenia szybów wdechowych w okresie zimowym, wykonuje się obudowę z cegły klinkierowej o wytrzymałości na ściskanie 350 kg/cm^2 .

Ostateczne gardziele szybowe, zwłaszcza przy większych średnicach szybów, wykonuje się bardzo często z betonu. W celu zapewnienia dosta-

tecznie dobrych warunków dla wykonania obudowy betonowej i uzyskania żądanej wytrzymałości betonu, w czasie głębienia w luźnych skałach wykonuje się segmentami zewnętrzną obudowę tymczasową grubości 25

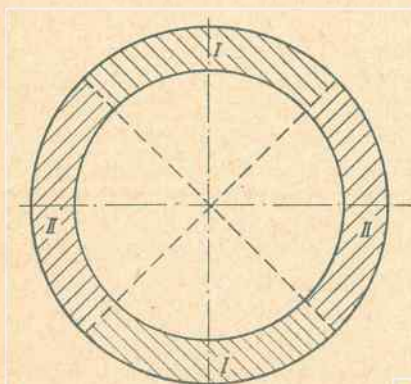
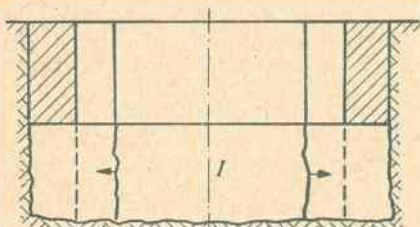
Tablica 42

Charakterystyka techniczna prowizorycznej wieży wyciągowej i kołowrotu elektrycznego

Wyszczególnienie	Wieża wyciągowa drewniana	Kołowrót wyciągowy elektryczny KE-25 ¹⁾
Podstawa, m	6,0 × 5,0	—
Korona, m	2,0 × 2,0	—
Wysokość, m	~ 11	—
Maksymalne obciążenie statyczne, kG	1500	—
Nośność, t	—	1,3
Moc, kW	—	24
Liczba obr/min	—	1460
Prędkość wyciągu, m/sek	—	0,98 ÷ 1,65
Pojemność kubła, m ³	—	0,3 ÷ 0,5
Wymiary, mm	—	2650 × 1700 × 110 × 1840
Ciężar, kg	—	—

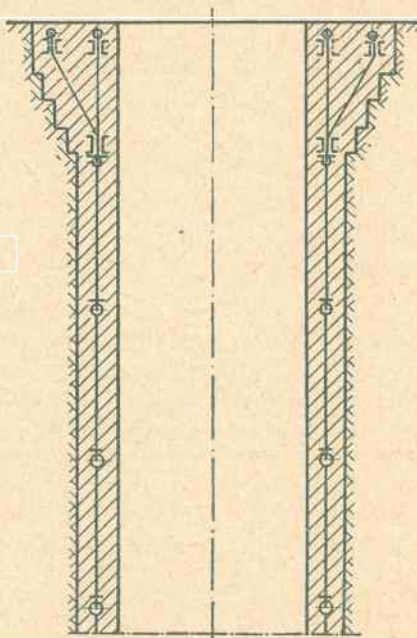
¹⁾ Wytwórnia Maszyn Górniczych Niwka.

lub 38 cm. Po zgłębieniu i obudowaniu gardzieli tymczasową obudowę wykonuje się z pomostów przekładanych stopniowo do góry ostateczną obudowę betonową. W skałach dostatecznie zwięzłych np. karbońskich,



Rys. 49. Schemat wykonywania głębienia i wznoszenia obudowy segmentów

I, II — kolejność głębienia i wykonywania obudowy segmentami

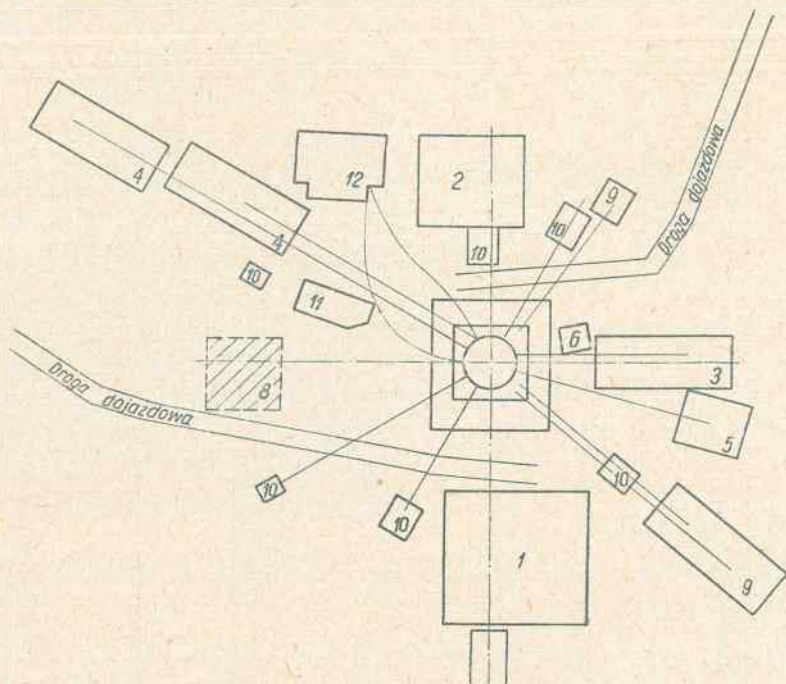


Rys. 50. Gardziel z ybu głębionego przy zastosowaniu obudowy podwieszanej na cięgłach ze stali okrągłej

piaskowcach i łupkach, można wykonywać obudowę betonową, stosując w czasie głębenia dla zabezpieczenia ociosów obudowę tymczasową z pierścieni stalowych [NP-16, rozmieszczonych w odstępach 0,5 do 1,0 m i okładzin z blachy grubości 3 mm lub desek grubości 25 mm. W miarę wznoszenia obudowy betonowej obudowę tymczasową usuwa się.

Dopływ wody do przodku w czasie głębenia gardzieli zależy od wielkości i głębokości gardzieli szcerpuje się kubłami, pompami przeponowymi lub elektrycznymi pompami stacjonarnymi, umieszczonymi w gardzieli szybu na pomostach.

Wykonanie głowicy szybu do głębokości 10 do 12 m, przy użyciu żurawia samochodowego, w średnich warunkach hydrogeologicznych i techniczno-organizacyjnych, zajmuje około 30 dni.



Rys. 51. Plan sytuacyjny placu budowy i rozmieszczenie urządzeń przy głębeniu jednego szybu

1 — maszyna wyciągowa BB-2000, 2 — maszyna wyciągowa BB-2000, 3 — kołowrót 35 t dla pomostu wiszącego, 4 — kołowrót 25 t dla lutni wentylacyjnej, 5 — kołowrót 15 t dla pompy wiszącej, 6 — kołowrót 5 t dla zespołu maszyn wiertniczych, 7 — kołowrót 15 t dla rur powietrza sprężonego, 8 — maszyna wyciągowa stała, 9 — ręczny kołowrót 5 t dla drabin wiszących, 10 — ręczny kołowrót 5 t dla lin napinających, 11 — kołowrót 5 t dla kabla oświetleniowego, 12 — betoniarka

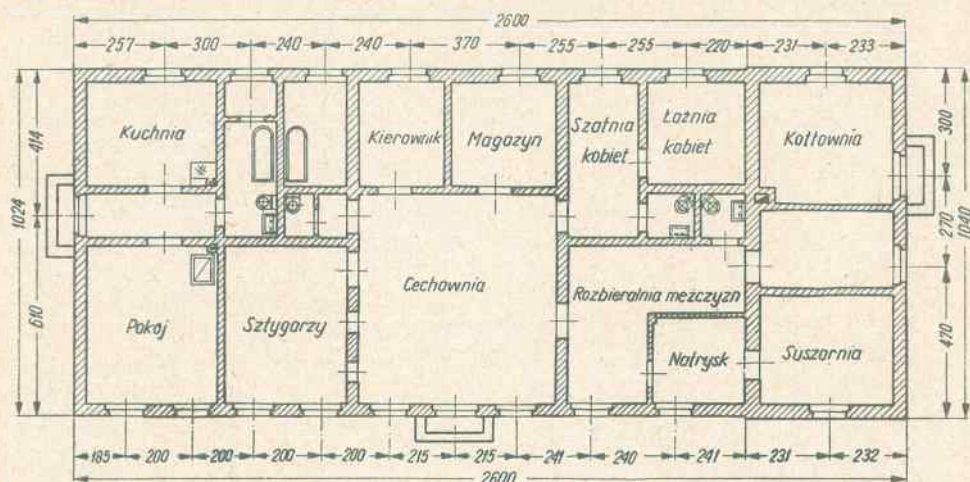
5. Budynki i urządzenia pomocnicze

Rozmieszczenie budynków i urządzeń dla głębenia szybu powinno być uzgodnione z rozmieszczeniem budynków i urządzeń ostatecznych, które mają być wybudowane w okresie głębenia szybu. W celu obniżenia kosztów budowy szybu wykorzystuje się w miarę możliwości niektóre budynki ostateczne, adaptując je dla potrzeb głębenia szybu, np. sekcję budynku ostatecznej podstawy elektrycznej wykorzystuje się jako podstawę prowi-

zoryczną; podobnie wykorzystuje się łaźnię czy warsztaty kopalniane. Przykład rozmieszczenia urządzeń dla głębenia jednego szybu pokazany jest na rys. 51. Dla głębenia szybu potrzebne są następujące obiekty:

1. Budynek administracyjno-gospodarczy. Obejmuje on pomieszczenia biurowe złożone z dwóch do trzech izb dla kierownictwa budowy, dozoru, pomocy biurowej oraz magazyniera, izbę zborną dla odpraw i szkolenia załogi, szatnię, łaźnię oddzielną dla mężczyzn i kobiet oraz dozoru, suszarnię ubrań szybowych, kotłownię, izbę sanitarną (punkt opatrunkowy), ustępy, magazyn drobnego sprzętu i materiałów ruchowych, kotłownię centralnego ogrzewania, pomieszczenie do gotowania kawy dla załogi.

Wielkość budynku zależna jest od średnicy szybu i jego głębokości. Przy równoczesnym głębeniu dwóch lub trzech szybów wykonuje się wspólny budynek administracyjno-gospodarczy. W przypadku korzystania z niektórych ogólnych urządzeń kopalnianych, np. łaźni, punktu opatrunkowego itp., pomieszczeń tych nie wykonuje się. Z tych też względów budynek ten ma różne wymiary i rozwiązania. Jedno z takich rozwiązań pokazano na rys. 52. Z uwagi na warunki klimatyczne budynek wykonuje



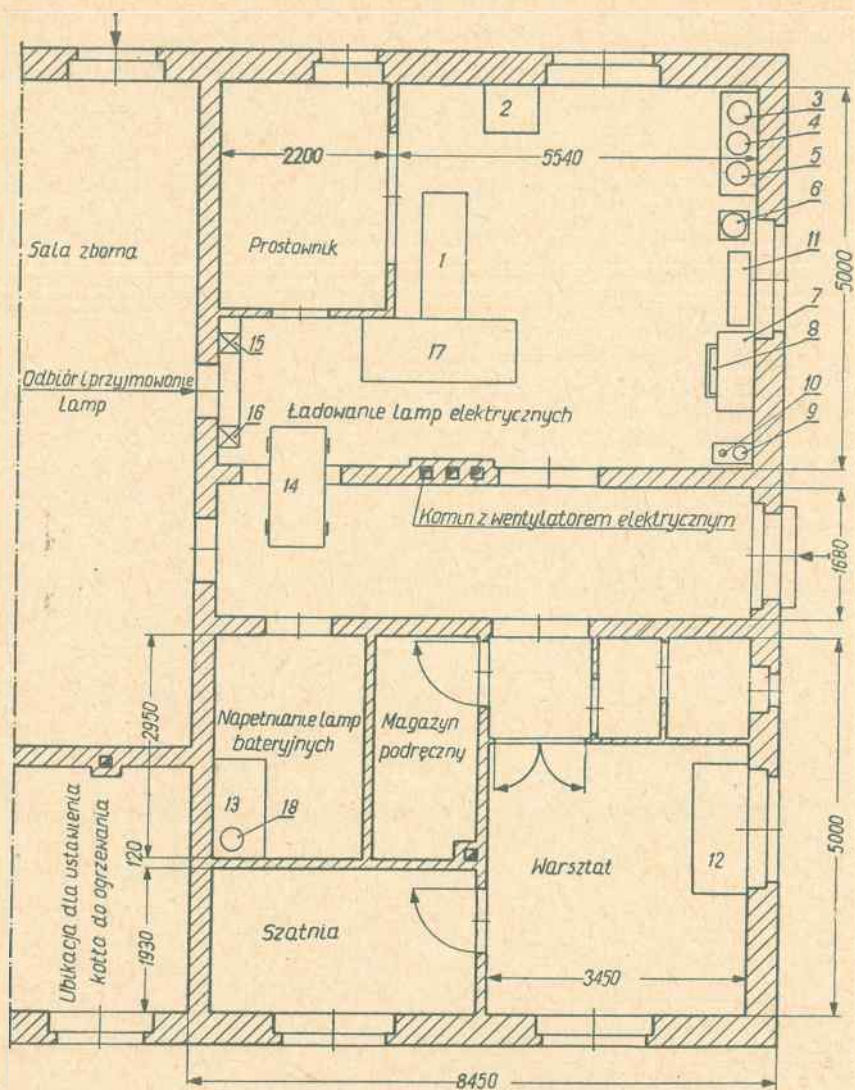
Rys. 52. Przykład budynku administracyjno-gospodarczego dla głębenia szybów

się jako murowy. Do budowy stosuje się najczęściej bloki pianobetonowe. Konstrukcja dachowa drewniana złożona z więzarów deskowych, pokryta dwukrotnie papą bitumiczną. Stropy lekkie w postaci płyt suprema przymocowanych do konstrukcji dachowej. Do wewnętrznej wyprawy stosuje się bardzo często suche tynki gipsowe. Od zewnątrz budynku nie tynkuje się. Konstrukcję wieszakową suszarni ubrań urządza się najczęściej jako łańcuchową. Łaźnia wyposażona jest w natryski.

2. Lampownia jest najczęściej związana z budynkiem administracyjno-gospodarczym. Wielkość lampowni zależy od ilości załogi. Konstrukcja budynku lampowni powinna odpowiadać przepisom dla tego rodzaju budynków, określonych przez władze górnicze. Użytkowanie lampowni może nastąpić po odebraniu jej przez przedstawiciela Górniczej stacji ratowniczej. Lampownia złożona jest z pomieszczeń dla ładowania lamp, wydawania, naprawy, czyszczenia, napełniania, przechowywania części zapasowych i materiałów ruchowych. Wyposażenie wewnętrzne lampowni jest

znormalizowane i dostosowane do typu lamp. Jedno z rozwiązań przyszybowej lampowni pokazane jest na rys. 53.

3. Budynek warsztatowy składa się najczęściej z jednego pomieszczenia dla warsztatu naprawczego i kuźni. Pomieszczenie to wyposażone jest



Rys. 53. Przykład lampowni przyszybowej

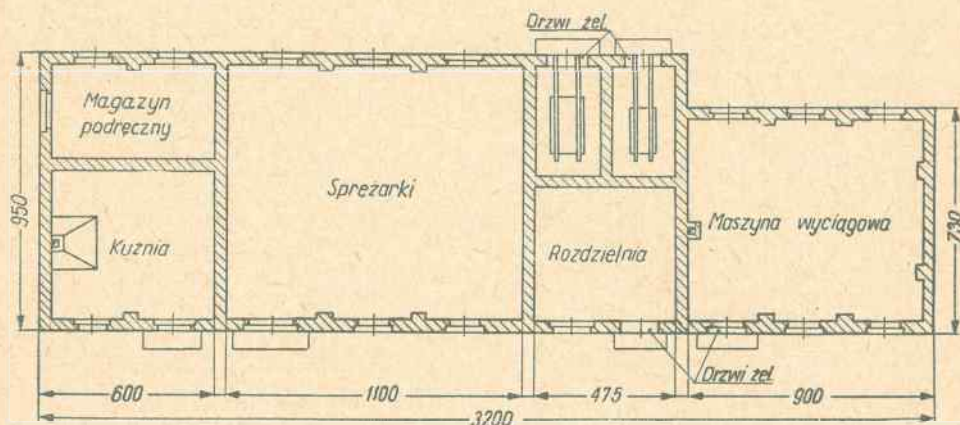
1 — ładownica do lamp robotniczych, 2 — ładownica do lamp urzędniczych, 3 — butla na wodę destylowaną, 4 — zbiornik na ług, 5 — filtr do ługu, 6 — mieszkado do ługu, 7 — urządzenie do napełniania lamp elektrolitem, 8 — umywalki, 9 — destylator dla wody, 10 — butla na wodę destylowaną, 11 — czyszczarka z wyciągiem odpylającym, 12 — stół warsztatowy, 13 — stół żelazny dla ręcznego napełniania lamp, 14 — wózek dla przewozu i montażu lamp, 15 — elektromagnes dla otwierania lamp, 16 — aparat do badania szczelności lamp, 17 — stojak dla zawieszania 200 szt lamp, 18 — rura wentylacyjna

w stoły ślusarskie, regały dla młotków pneumatycznych i wiertarek będących w użyciu i naprawie, w palenisko kuzienne, ostrzarkę mechaniczną i wiertarkę oraz niekiedy tokarnię. Do budynku warsztatowego przylegają najczęściej pomieszczenia do przechowywania butli z tlenem i acetylenem.

Wymiary budynku uzależnione są od wielkości szybu, spodziewanych trudności w głębieniu szybu (np. przy dużym dopływie wody — wykonywanie bieżących napraw pomp) oraz od oddalenia miejsca budowy szybu od własnej bazy przedsiębiorstwa wykonującego budowę. Wymiary wahają się w granicach od 5×6 do 8×10 m. Budynek murowany z pianobetonów lub cegły, konstrukcja dachowa podobna jak przy budynku administracyjno-gospodarczym.

4. Budynek sprężarek ma wymiary dostosowane do liczby sprężarek i ich rodzaju. Jeden głębiony szyb wyposaża się normalnie w dwie sprężarki, dwa szyby — w trzy do czterech. Wewnątrz budynku wykonuje się fundamenty dla sprężarek wraz z silnikami i pompami dla wody chłodzącej, kanały kablowe i dla rurociągów wodnych. Z pomieszczeniem na sprężarki związane są fundamenty pod zbiornik powietrza sprężonego, który umieszcza się na zewnątrz pomieszczenia, oraz pod zbiornik wodny dla zapasu wody chłodniczej i dla celów przeciwpożarowych. Konstrukcja budynku podobna do poprzedniej. Fundamenty są z betonu ubijanego, rzadziej z cegły. Wymiary budynku 6×8 do 9×12 m. Zbiornik wody wykonuje się najczęściej jako murowany, uszczelniony papą bitumiczną i lepikiem.

5. Rozdzielnię energii elektrycznej z pomieszczeniem na transformatory buduje się z materiałów ogniotrwałych, stosownie do przepisów obowiązujących dla tego rodzaju obiektów. Budynek ten obejmuje pomieszczenia dla transformatorów, rozdzielni wysokiego i niskiego napięcia oraz niekiedy pomieszczenie dla dyżurnych elektryków. Dla zmniejszenia kosztów buduje się coraz częściej napowietrzne podstacje transformatorowe.



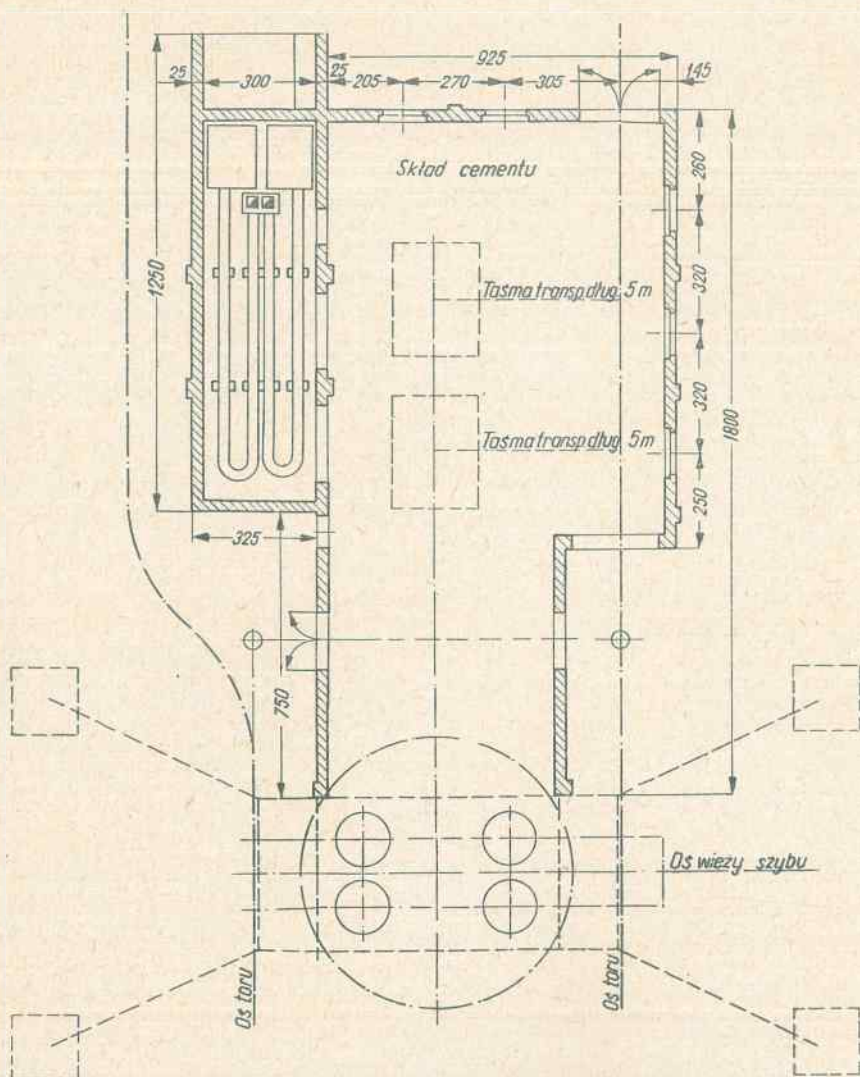
Rys. 54. Przykład rozwiązania pomieszczenia maszyny wyciągowej, sprężarek, kuchni, podstacji elektrycznych i podręcznego magazynu

W celu uniknięcia dużego spadku napięcia oraz zmniejszenia zużycia kabli w pomieszczeniu sprężarek, szopy przyszybowej lub maszyny wyciągowej, urządza się podrozdzielnię niskiego napięcia. Prądem roboczym niskiego napięcia jest prawie zawsze 500 V.

W celu zmniejszenia kosztów budowy, jak również wskutek współzależności funkcjonalnej trzech ostatnich pomieszczeń, wykonuje się je najczęściej razem pod jedną konstrukcją dachową. Przykład takiego rozwiązania przedstawia rys. 54.

6. Szopę przyszybową buduje się tuż obok wieży szybowej, z którą

niekiedy jest konstrukcyjnie związana. W szopie tej znajdują się: betoniarka, ładowarki, zapas materiałów budowlanych do bezpośredniego zużycia oraz inny sprzęt do głębienia. Wyposażona jest ona również w piec do ogrzewania materiałów w okresie zimowym. Konstrukcja szopy podobna jest do poprzednich budynków. Wymiary 10×16 do 10×22 m. Przykład rozwiązania pokazany jest na rys. 55.

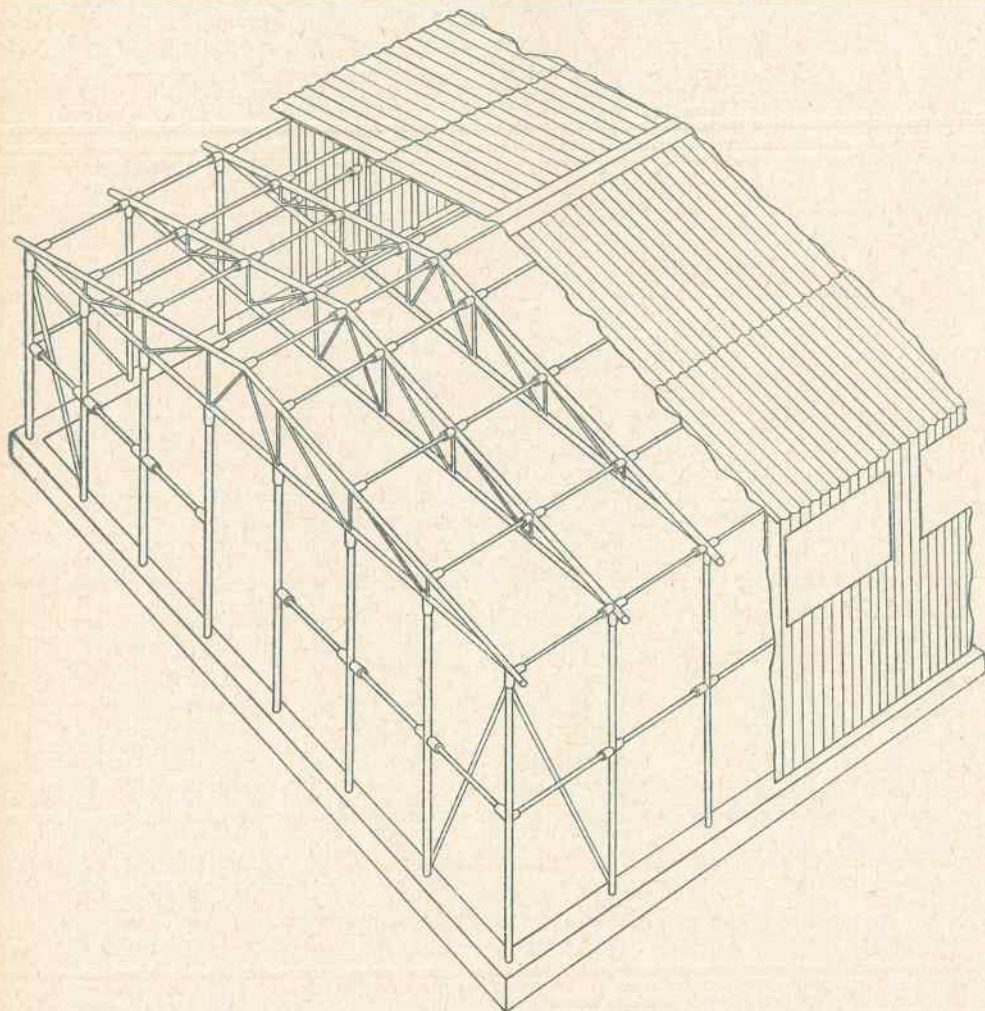


Rys. 55. Przykład rozwiązania szopy przyszybowej

7. Szopa materiałowa przeznaczona jest w głównej mierze do składowania cementu, a w oddzielnej części do składowania materiałów większych rozmiarów, np. papy, lepiku, lin itd. Obecnie coraz częściej stosuje się konstrukcję przenośną z rurek stalowych, przy czym ściany i pokrycie dachu wykonane są z blachy falistej. Konstrukcja szopy składa się z segmentów, przez co można, w zależności od potrzeby, dobierać odpowiednio

ich wielkość. Wymiary zasadnicze tego rodzaju pomieszczenia wynoszą 6×5 do 6×12 m. Przenośną konstrukcję szopy materiałowej przedstawia rys. 56.

8. Budynek wciągarki pomostu wiszącego wykonuje się obecnie również w konstrukcji przenośnej, złożonej z elementów poprzednio omówionych. Wymiary budynku zależne są od wielkości i typu wciągarki. Wynoszą one dla zwykłych wciągarek jednobębnowych $5,0 \times 5,0$ m, a dla wciągarek ciernych $4,5 \times 8,0$ m.



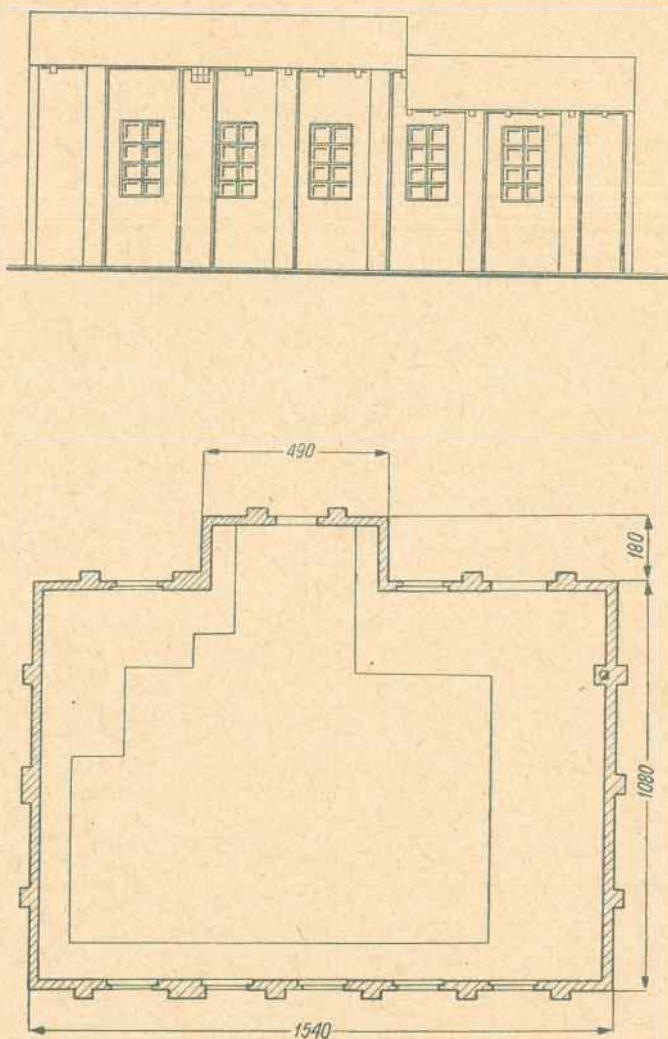
Rys. 56. Przykład rozwiązania rozbieralnego magazynu na materiały

9. Budynek maszyny wyciągowej wykonuje się najczęściej z cegły. Wymiary jego uzależnione są od wymiarów maszyny wyciągowej i utrzymują się zwykle w granicach 9×10 do 11×12 m. Fundament maszyny wyciągowej wykonuje się z betonu ubijanego lub z cegły. Przykład rozwiązania pokazany jest na rys. 57.

10. Pomieszczenie dla wentylatora wykonuje się najczęściej obok szybu. Wymiary budynku w zależności od typu wentylatora wahają się

w granicach od $4,0 \times 4,0$ do $5,0 \times 5,0$ m. Budynek wykonuje się z cegły, dach drewniany lub z konstrukcji rozbieralnej stalowej

11. Magazyn materiałów łatwopalnych, smarów i olejów mieści się na placu przyszybowym. Konstrukcja budynku murowana, strop ognioodporny. Często skład wkopany jest w ziemię (rys. 58).



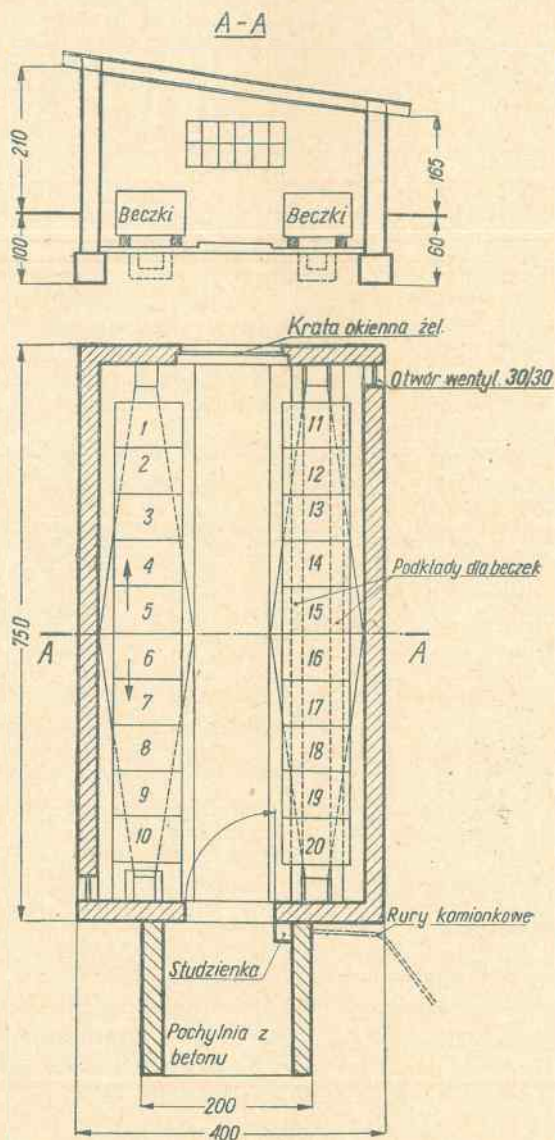
Rys. 57. Przykład rozwiązania budynku dla maszyny wyciągowej z cewami (typu BO-55000 huta Zgoda)

12. Skład materiałów wybuchowych buduje się w dwóch wariantach. W przypadku jeżeli zabezpieczona jest codzienna dostawa materiału wybuchowego z magazynu kopalni, wykonuje się w pobliżu szybu, z zachowaniem odpowiednich przepisów górniczych dotyczących lokalizacji, podręczny skład materiałów wybuchowych i środków zapalczych w liczbie 100 lub 200 kG MW i 500 albo 1000 sztuk zapalników.

Jeżeli transport materiałów wybuchowych jest utrudniony, buduje się

w pewnej odległości od szybu, z zachowaniem przepisowych warunków co do lokalizacji, skład materiałów wybuchowych na 2000 kG.

Typowe rozwiązania składów zatwierdzonych przez władze górnicze przedstawiono na rys. 59 i rys. 60.

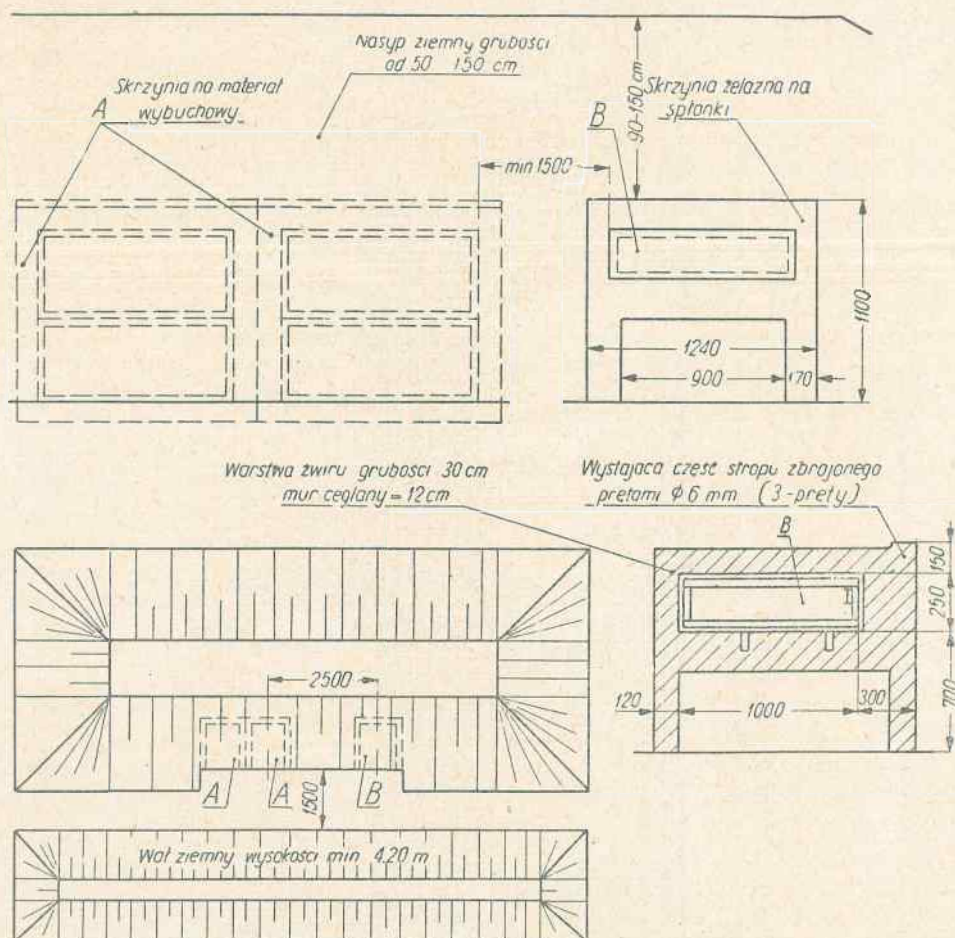


Rys. 58. Przykład rozwiązania prowizorycznego magazynu smarów i olejów

13. Pomieszczenia mieszkalne dla załogi buduje się w zależności od potrzeby. Lokalizacja budynku uzależniona jest od miejscowych warunków. Konstrukcja budynków z pianobetonu (rys. 61) lub drewniana. W budynku urządza się niekiedy stołówkę.

Należy stwierdzić, że niektóre budynki, jak i fundamenty sprężarek i maszyn wyciągowych wykonuje się niejednokrotnie w niekorzystnych

warunkach. Do takich należy zaliczać stare zwaly i usypiska kopalniane, świeżo zniwelowane grunty, tereny podmokłe oraz o kurzawkowym podłożu, tereny podebrane robotami górniczymi, usuwiskowe itd.

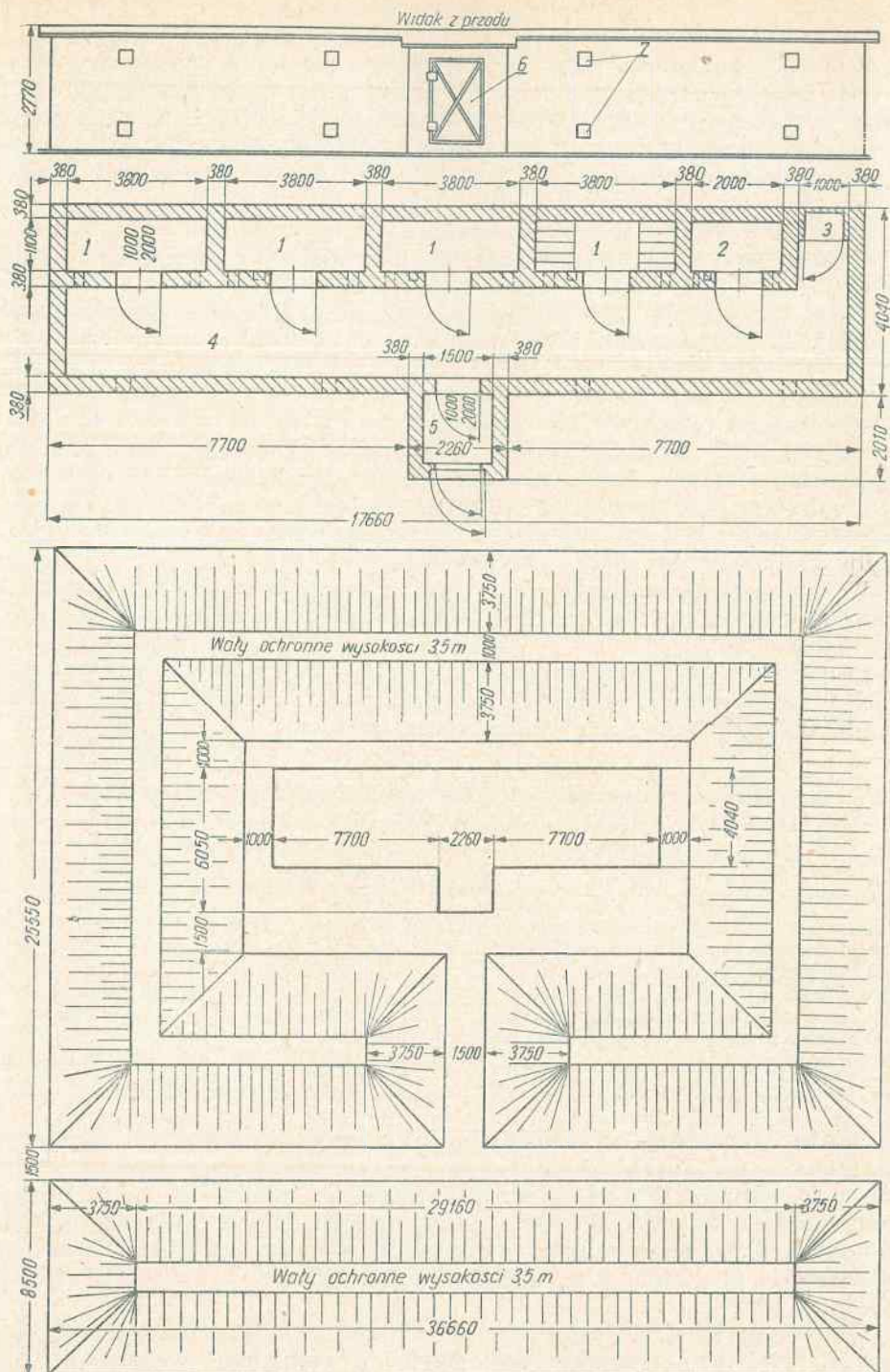


Rys. 59. Podręczny skład materiału wybuchowego na 200 kg

Prześledzenie tych warunków i odpowiednie zaprojektowanie budynków oraz fundamentów maszyn, jak również technologii wykonawstwa jest sprawą bardzo ważną. Staranna analiza warunków wpływa nie tylko na koszt budowy obiektu, lecz również na czas trwania robót przygotowawczych.

Należy również mieć tu na uwadze ujemne oddziaływanie pracy niektórych maszyn na budynki i fundamenty, np. drgania wywoływane przez sprężarki. Zlekceważenie powyższych okoliczności utrudnia często budowę szybów, powodując awarie różnych urządzeń, co z kolei przyczynia się do zmniejszenia postępu głębienia szybu.

Oprócz wspomnianych obiektów wykonuje się również różnego rodzaju drobne roboty budowlane, jak fundamenty wciągarek kozłowych dla ramy napinającej, wciągarek dla kabli szybowych, pomp, rampy wyladowcze itp.



Rys. 60. Nadziemny magazyn materiałów wybuchowych na 2000 kg

1 — komora MW, 2 — komora na zapalniki proste, 3 — wnęka na spłonki, 4 — przedsionek komór, 5 — przedsionek składu, 6 — drzwi podwójne żelazne, 7 — przewietrzniki

6. Wieże do głębenia szybów

Z powodu znaczenia, jakie mają wieże dla głębenia szybów, wymagają one obszerniejszego omówienia. Do głębenia szybów stosuje się bądź wieże tymczasowe, bądź wieże typu ogólnie przyjętego na kopalniach. Te ostatnie mogą być instalowane jako wieże ostateczne lub jako wieże prowizoryczne na okres głębenia szybu oraz wykonywania udostępniających złoża górniczych robót poziomych.

Stosowane obecnie w polskim budownictwie szybowym wieże tymczasowe do głębenia szybu wykonane są z drewna, stali profilowej lub rur stalowych.

Wieże drewniane używane są obecnie przy głębeniu szybów coraz rzadziej. Za stopniowym wycofywaniem ich z użycia przemawiają zarówno względy ekonomiczne, jak i techniczne. Wieże tego rodzaju używane mogą być najwyżej dwukrotnie, przeważnie jednokrotnie. Wymagają doborowego materiału drzewnego, w szczególności na słupce nośne; z uwagi na duże rozmiary (długość od 20 do 23 m, średnica 30 do 50 cm) odpowiedni materiał do budowy jest trudny do uzyskania. Wieża wykonana z drewna jest łatwopalna i wymaga specjalnego zabezpieczenia przeciwpożarowego. Zużycie materiału, w szczególności dla wież większych (szyby głębokie), jest duże i dochodzi do 120 m³.

Wymienione okoliczności, jak i ogólna potrzeba oszczędności w skali krajowej zużycia drewna, zmuszają do zastąpienia wież drewnianych wieżami stalowymi.

Charakterystykę stosowanych dotychczas drewnianych wież szybowych w polskim budownictwie szybowym podano w tabl. 43, zaś rys. 62 przedstawia typ drewnianą wieżę bezzastrzałową.

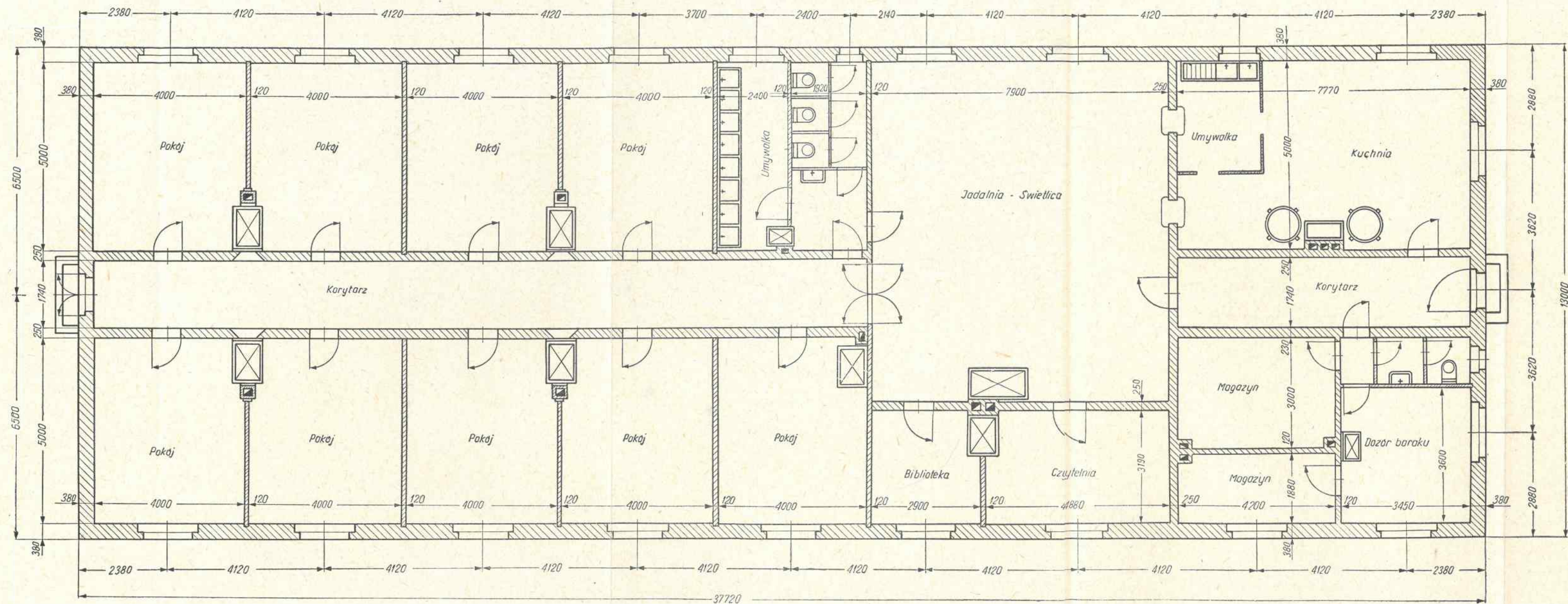
Tablica 43

Charakterystyka drewnianych wież tymczasowych bezzastrzałowych

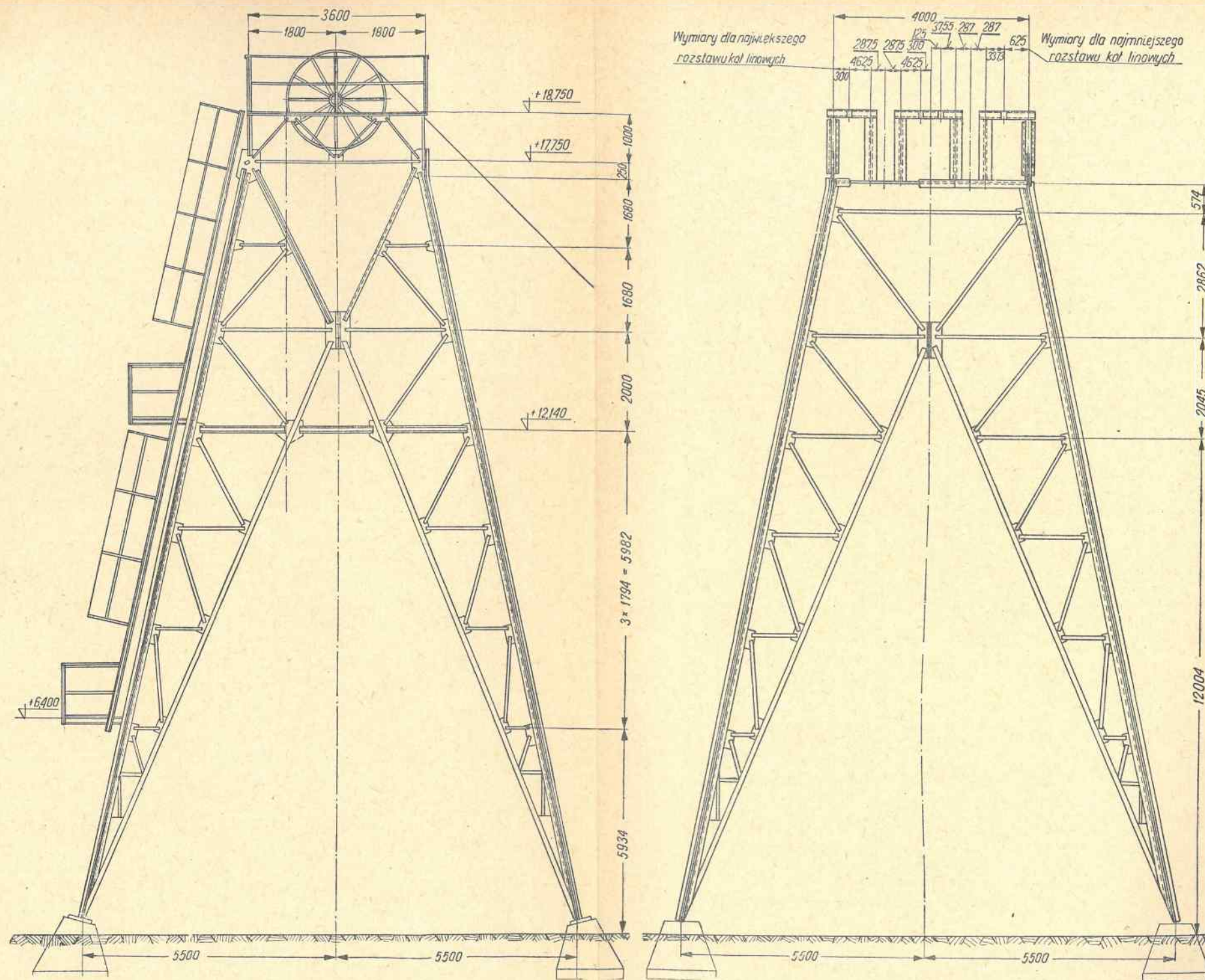
Wyszczególnienie	Typ		
	Wg-12	Wg-15	Wg-18
Rozstaw narożnych słupów u podstawy, m	6 × 6	9 × 9	12 × 12
Rozstaw narożnych słupów u korony, m	4 × 3	4 × 3,8	6 × 4
Maksymalne obciążenie, T	12	20	30
Wysokość teoretyczna, m	12	15	18
Pojemność stosowanych kubłów, m ³	0,75	1,0	1,5
Głębokości szybów, przy których znajduje zastosowanie, m	200	400	600

Wieże tymczasowe do głębenia szybów konstrukcji stalowej zastępują stopniowo w polskim budownictwie szybowym wieże drewniane. Zaletami ich w porównaniu z wieżami drewnianymi są: możliwość wielokrotnego stosowania, duża wytrzymałość przy mniejszych wymiarach, łatwość w montażu i transporcie, nieuleganie odkształceniom i większa odporność na działania atmosferyczne, większa możliwość zabudowania zbiorników urobku.

Główne parametry stosowanych obecnie w polskim budownictwie szybowym wież tymczasowych stalowych do głębenia szybów podano w tabl. 44, zaś rys. 63 przedstawia stalową rozbieralną wieżę rurową typu bezzastrzałowego, rys. 64 wieżę zastrzałową dwuwyciągową ze stali profilowej, a rys. 65 wieżę stalową lekkiej konstrukcji.



Rys. 61. Barak mieszkalny dla załogi głębiącej szyb



Rys. 65. Wieża ze stali profilowej lekkiej konstrukcji

Charakterystyka stalowych wież tymczasowych

Wyszczególnienie	Wieża lekka (proj. Stal konstrukcja Zabrze)	Rurowa (typ IV)	Rurowa (typ III)
Rozstaw narożnych słupów u podstawy, m	11×11	15×15	12×12
Rozstaw narożnych słupów u komory, m	$3,6 \times 4,0$	7×7	$8,5 \times 8,5$
Maksymalne obciążenie, T	6,9	10,0	90,5
Wysokość teoretyczna, m	19,0	21	19
Wysokość całkowita, m	19,0	23,32	21
Pojemność stosowanych kubłów, m ³	1,5	do 2,0	do 2,0
Ilość urządzeń wyciągowych	1	2	2
Głębokość szybów, przy których znajduje zastosowanie, m	400	800	600
Ciężar konstrukcji, t	32,0	77,6	79,8

Wieżę typu kopalnianego stosuje się do głębenia szybów w szczególności w nowych kopalniach. Umożliwiają one w okresie od 2 do 3 miesięcy od zakończenia głębenia szybu przejście na urządzenia klatkowe. Ponieważ do głębenia szybów używa się wyciąg kubłowy, w okresie głębenia szybów wieże wyposaża się w wysyp i pomosty stosowane do kubłowego urządzenia wyciągowego. Po ukończeniu głębenia szybu wieżę do stosowuje się do urządzenia klatkowego. Są to wieże o konstrukcji stalowej z żelaza profilowego.

W polskim budownictwie kopalń stosowane są dwa typy tego rodzaju wież: jednowyciągowa i dwuwyciągowa. Konstrukcję ich obrazuje rys. 66, który przedstawia wieżę jednowyciągową, oraz rys. 67 przedstawiający wieżę dwuwyciągową.

Wieżę stalowe dla głębenia szybów i prowadzenia robót poziomych przedstawiono w tabl. 45.

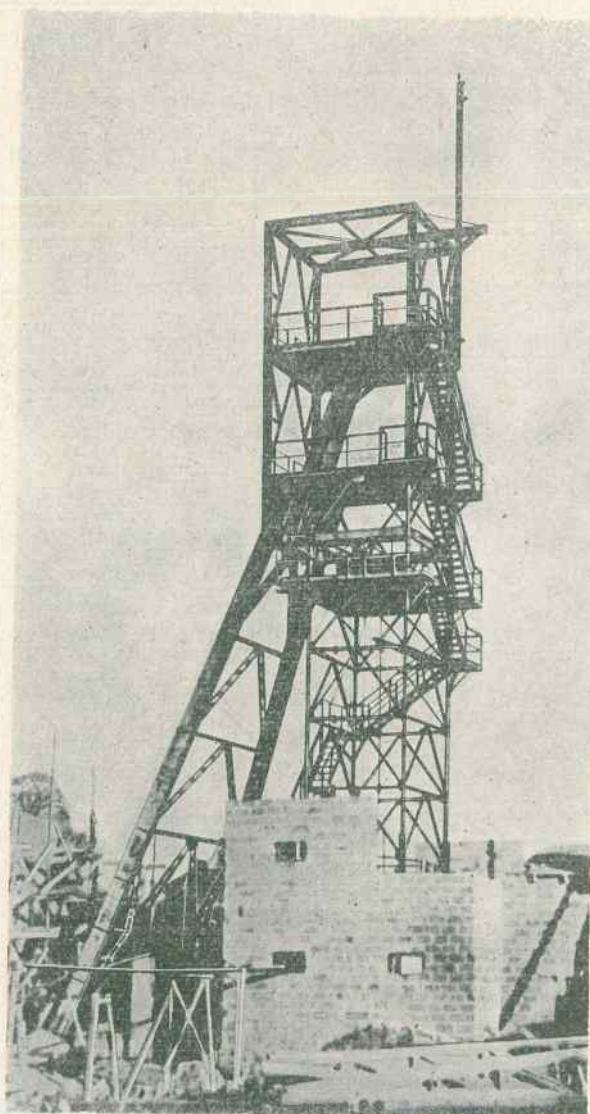
Tablica 45

Charakterystyka wież stalowych z żelaza profilowego

Wyszczególnienie	Jednowy- ciągowa	Dwuwy- ciągowa
Wysokość wieży do kół li- nowych, m	17,750	18,430
Całkowita wysokość wieży, m	26,250	26,250
Wymiary poprzeczne wieży, m	$4,050 \times 4,800$	$6,380 \times 4,050$
Nośność wieży, T	94,0	94,0
Ciężar konstrukcji wieży, t	51,0	51,0
Pojemność kubła, m ³	1,5	1,5
Maksymalna głębokość, m	620	820

Przy obliczaniu konstrukcji wież dla głębenia szybów, oprócz normalnych obliczeń dla tego rodzaju konstrukcji, muszą być wzięte pod uwagę specjalne warunki, jakie narzuca specyfika pracy i stosowania wież przy głębeniu szybu.

Obliczenia te muszą uwzględniać siły naciągu liny wydobywczej przy przyjętym najbliższym i najdalszym położeniu urządzenia wyciągowego od osi wieży. Muszą one również brać pod uwagę możliwość przesuwania w założonych granicach osi wyciągu kółowego zarówno w kierunku poprzecznym, jak i podłużnym w stosunku do maszyny wyciągowej. Należy

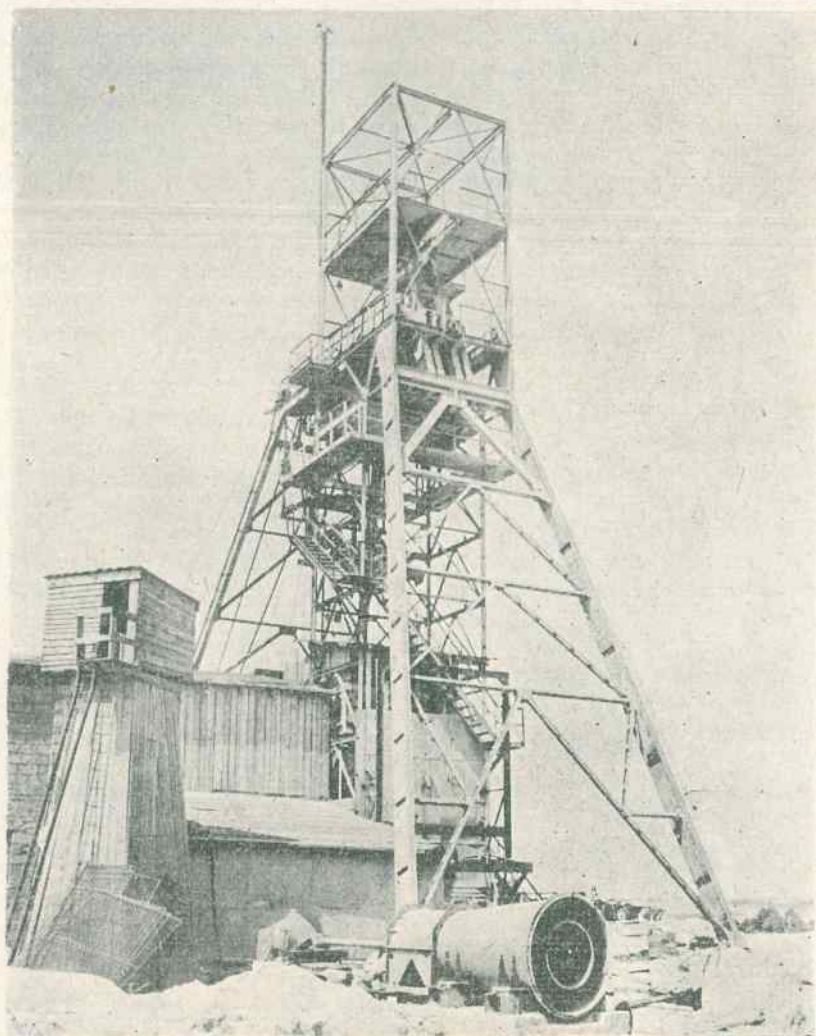


Rys. 66. Wieża stalowa jednowyciągowa do głębienia szybów i prowadzenia robót poziomych

też przewidzieć minimalną i maksymalną wysokość zabudowania w wieży wysypu dla urobku z uwagi na zachowanie wolnej drogi przejazdowej, tj. odległości pomiędzy wyłącznikiem krańcowym, a kołem linowym, która przy prędkości jazdy do 6 m/sek ma wynosić co najmniej 3 m, zaś przy szybkości powyżej 6 m/sek co najmniej 10 m. Muszą być tu

również wzięte pod uwagę odległości potrzebne dla zacisków lin, ramy przewodniczej kubła oraz urządzeń do opróżniania kubła.

W przeliczeniach wieży muszą być ponadto uwzględnione dodatkowe obciążenia powstające z napinania lin przewodniczych, zawieszania na konstrukcji wieży kabli, pomp i pomostów wiszących.



Rys. 67. Wieża stalowa dwuwyciągowa do głębienia szybów i prowadzenia robót poziomych

Dla każdego typu wieży określa się zazwyczaj maksymalne i minimalne wartości graniczne, obciążenia, rozmieszczenia kubłów, kół linowych i maszyny wyciągowej. Przy opracowywaniu projektu zabudowania urządzenia wyciągowego przeprowadza się obliczenia sprawdzające, czy istniejące konkretnie warunki pracy i obciążenia wieży nie przekraczają wartościami granicznych, założonych w obliczeniach typowej wieży.

Montaż wieży jest podstawową czynnością przy głębieniu szybu. Ma

on duży wpływ na czas budowy kopalni. Z tych względów ograniczenie czasu potrzebnego na montaż wieży do niezbędnego minimum jest sprawą ważną.

Montaż wieży przeprowadza się przy użyciu masztu montażowego lub żurawia.

W celu skrócenia czasu montaż wieży typu kopalnianego przeprowadza się, między innymi, przez wydźwignięcie zmontowanych uprzednio na ziemi w pozycji leżącej elementów wieży. Montaż tymczasowych wież dla głębienia szybu konstrukcji rurowej przeprowadza się sposobem nasuwania, który polega na przesunięciu wieży po specjalnie przygotowanej drodze jezdnej, z miejsca montażu wieży, znajdującego się o kilka-nastę metrów od zarysu tarczy szybu, na właściwe fundamenty.

Wieże szybowe powinny być zaopatrzone w odgromnik, ponadto stalowe wieże powinny być uziemione, zaś drewniane zaopatrzone w urządzenie natryskowe, doprowadzające wodę aż na koronę wieży.

Dla przeprowadzania konserwacji wieży, dojścia na pomosty i kontroli urządzeń wyciągowych, wieże szybowe powinny być zaopatrzone w dostatecznie mocne schody wéjściowe z barierą.

7. Organizacja wykonywania robót przygotowawczych

Wykonywanie robót przygotowawczych do głębienia szybu nie jest łatwe ze względu na swą różnorodność i wzajemne powiązanie robót górniczych, budowlanych i montażowych.

Jest wskazane, aby kierownictwo robót przygotowawczych spoczywało w rękach inżyniera górnika lub doświadczonego technika górniczego, który znając całokształt technologii robót przygotowawczych i głębienia ma możliwość odpowiedniego synchronizowania robót. Powinno się to odbywać na podstawie opracowanego w projekcie technologicznym harmonogramu robót przygotowawczych.

Ważną sprawą dla przyspieszenia robót przygotowawczych jest operowanie typowym kompletem budynków, maszyn i urządzeń dla określonych warunków głębienia, gdyż ułatwia to zarówno projektowanie, jak i wykonawstwo w dziedzinie zaopatrzenia materiałowego oraz wykonywania robót przez zespoły górnicze, budowlane i montażowe.

ROZDZIAŁ V

**URZĄDZENIA DO GŁĘBIENIA SZYBÓW I OPERACJE
POMOCNICZE**

1. Urządzenie wyciągowe

Urządzenie wyciągowe jest to zestaw maszyn i sprzętu pomocniczego, za pomocą którego wydobywa się urobioną na powierzchni w szybie skalę, dostarcza materiały budowlane i sprzęt do przodku szybowego oraz dokonuje się zjazdu i wyjazdu ludzi.

Jako naczynie wydobywcze stosuje się najczęściej beczkowego lub cylindrycznego kształtu pojemniki, zawieszone do liny nośnej urządzenia wyciągowego, noszące nazwę kubłów. Stąd wyciągi do głębiania szybów nazywają niekiedy wyciągami kubłowymi. W praktyce zagranicznej stosuje się również czasem do głębiania szybów skrzynie o przekroju prostokątnym zwane skipami albo wydobywa się urobek z głębianego szybu klatką przy użyciu wozów. Są to jednak sposoby stosowane bardzo rzadko.

Do głębiania szybów używa się jedno, dwa, wyjątkowo trzy urządzenia wyciągowe. Liczba stosowanych wyciągów zależy od średnicy szybu, jego głębokości, rodzaju stosowanych urządzeń wyciągowych oraz wymaganego tempa głębiania szybu. W polskiej praktyce budowy szybów podwójne wyciągi stosuje się przy średnicy szybu w świetle powyżej 6,0 m oraz głębokości powyżej 450 m.

Ze względu na rodzaj maszyny wyciągowej urządzenia wyciągowe do głębiania szybów dzielimy na bębnowe i cewowe, ze względu zaś na liczbę stosowanych naczyń wydobywczych — na urządzenia jednokubłowe, tj. gdy na linie maszyny wyciągowej zawieszony jest jeden kubeł, lub dwukubłowe, gdy na linach maszyny wyciągowej zawieszone są dwa kubły. Przy wyborze rodzaju urządzenia wyciągowego dla głębianych szybów należy kierować się następującymi wytycznymi:

- Jedno urządzenie jednokubłowe stosuje się zazwyczaj w szybach o niedużej średnicy (do 4,0 m) oraz niedużej głębokości (do 150 m).
- Jedno urządzenie dwukubłowe (dwubębnowe lub dwucewowe) stosuje się w szybach średnicy powyżej 4,0 m i dowolnej głębokości.
- Dwa urządzenia jednokubłowe stosuje się w miejsce urządzenia dwukubłowego, gdy chce się uzyskać niezależność wyciągów.
- Jedno urządzenie dwukubłowe oraz jedno urządzenie jednokubłowe stosuje się przy równoległym sposobie głębiania albo przy wykonywaniu obudowy tubingowej. W tym przypadku urządzenie dwukubłowe służy do wyciągania urobku, zaś urządzenie jednokubłowe służy w zasadzie do wykonywania obudowy.

- Dwa urządzenia dwukubłowe stosuje się w szybach dużej średnicy (powyżej 7,0 m), przy równoległym sposobie głębienia jak również przy szeregowym sposobie głębienia w celu uzyskania wysokiego tempa pracy.

Na urządzenie wyciągowe składają się:

- maszyna wyciągowa,
- liny wyciągowe i prowadnicze,
- zawiesia dla naczyń wydobywczych,
- naczynia wydobywcze,
- urządzenie prowadnicze,
- wieża wyciągowa z pomostami i urządzeniem do opróżniania kubłów,
- koła linowe na wieży.

M a s z y n y w y c i ą g o w e

Jak już uprzednio wspomniano, do głębienia szybów stosuje się dwa typy maszyn wyciągowych, bębnowe dla liny okrągłej i cewowe dla liny płaskiej. W praktyce budowy szybów zarówno zagranicznej, jak i krajowej oba wymienione typy znajdują zastosowanie. Ustalenie, który z powyższych typów jest bardziej odpowiedni do głębienia szybów, nie jest łatwe. Maszyny cewowe charakteryzują się lekką budową, co jest ważne przy wykonywaniu fundamentów w słabych gruntach; dają one lepszą pewność jazdy z powodu jednostajnego odwijania się liny (bez skrętów). Z drugiej strony wadę tego typu urządzeń stanowi większy ciężar lin płaskich, aniżeli lin okrągłych przy wyciągach bębnowych oraz konieczność zachowania w tarczy szybu tego samego rozstawu osi wyciągów kubłowych, co i rozstaw cew w maszynie. Ostatni warunek jest bardzo uciążliwy szczególnie w przypadku, gdy zbrojenie szybu prowadzi się równocześnie z głębieniem i w tarczy szybu pragnie się pomieścić dwa wyciągi dwukubłowe.

Z tych względów wykonuje się często maszyny wyciągowe cewowe z przestawialnymi na wale głównym cewami. Zależnie od wielkości kubłów i ich usytuowania w tarczy szybu rozstawia się odpowiednio cewy na wale. Dostosowanie maszyn cewowych używanych przy głębieniu szybów do wyciągów klatkowych jest kłopotliwe, a nieraz wręcz niemożliwe, toteż niekiedy producenci tych maszyn zabudowują pośrodku głównego wału pomiędzy cewami koło pędne systemu Koepe, przez co wyciąg może być również używany po odjęciu cew jako wyciąg klatkowy z liną okrągłą.

Maszyny wyciągowe bębnowe mają większe rozmiary i ciężar, przez co wykonywanie fundamentów, budynku oraz montażu maszyny jest bardziej utrudnione niż przy maszynach cewowych. Kapitalne zagadnienie stanowi przy maszynach bębnowych lina wyciągowa, która powinna mieć konstrukcję nieodkrętną. Maszyny tego typu cechuje większa swoboda w ich rozmieszczaniu na powierzchni w stosunku do kół linowych aniżeli maszyn cewowych. Również przystosowanie tego rodzaju maszyn po ukończeniu głębienia do wyciągów klatkowych nie napotyka na większe trudności.

Zależnie od głębokości szybu i jego średnicy stosuje się przy głębieniu szybu maszyny wyciągowe o mocy od 40 do 500 kW i więcej. Pojemności kubłów wynoszą od 0,5 do 2,0 m³. Niekiedy, przy mniejszych głębo-

kościach szybów lub przy wymaganiu uzyskania dużych postępów głębienia, stosuje się ostateczną maszynę kopalnianą, przystosowaną odpowiednio do głębienia szybu.

Charakterystykę stosowanych w polskim budownictwie szybowym maszyn wyciągowych podano w tabl. 46.

Obliczenie maszyny wyciągowej. Moc maszyny wyciągowej wyznacza się z wzorów:

dla wyciągu dwukubłowego

$$N_w = \frac{Q_1 \cdot H_1}{102 T_0} \cdot \varrho \quad \text{kW} \quad (74)$$

dla wyciągu jednokubłowego

$$N_w = \frac{(Q_1 + Q_2 + p \cdot H) \cdot H_1}{102 T_0} \cdot \varrho \quad \text{kW} \quad (75)$$

gdzie

Q_1 — ciężar urobku, kg,

Q_2 — ciężar martwy (kubel, zawiesie, sanki prowadnicze), kg,

p — ciężar liny, kg/m,

H — całkowita wysokość ciągnięcia, m,

H_1 — wysokość ciągnięcia w części szybu z prowadnikami, m,

T_0 — czas trwania jednego wyciągu w części szybu w prowadnikach, sek,

ϱ — współczynnik dynamiczny (2).

Liczbę wyciągów na zmianę określa się z wzoru

$$n = \frac{T}{k \cdot (T_0 + t_0)} \quad (76)$$

gdzie

T — czas ogólny ciągnięcia szybu w ciągu zmiany,

T_0 — czas trwania jednego wyciągu w prowadnikach,

k — współczynnik nierównomierności (1,2)

t_0 — czas manipulacji kubłami.

Na czas manipulacji kubłami t_0 składają się następujące czynności:

Przyciąganie i uspakajanie kubła, sek 20 ÷ 30

Opróżnianie kubła, sek 50 ÷ 70

Ustawianie kubła w przodku, sek 10 ÷ 20

Odpinanie kubła od liny, sek 10 ÷ 15

Doczepianie kubła do liny, sek 10 ÷ 15

Razem, sek ∼ 100 ÷ 150

Na czas jednego wyciągu T_0 składają się: okres jazdy rozruchowej i okres jazdy normalnej. W ogólności czas ten zależy od głębokości szybu oraz stosowanej średniej prędkości jazdy. W urządzeniach stosowanych do głębienia szybów prędkości te wynoszą dla jazdy ludzi 2 do 6 m/sek, dla ciągnięcia urobku oraz opuszczania materiałów 4 do 15 m/sek.

Górnice Przepisy bezpiecznego prowadzenia kopalń wydane przez Wyższy Urząd Górniczy w 1953 r. nie precyzują maksymalnej dopuszczalnej szybkości przy jeździe z urobkiem, natomiast ustalają dopuszczalną największą prędkość przy jeździe ludzi: dla maszyn parowych na 10 m/sek i dla elektrycznych na 12 m/sek. Przyspieszenie i opóźnienie biegu maszyny przy jeździe ludzi nie może przekraczać 1,2 m/sek².

Charakterystyka maszyn wyciągowych

Wyszczególnienie	Maszyny		
	BB-2000 ¹⁾ RFM dwubębnowa	BB-3000 ²⁾ dwubębnowa	BB-2000 ³⁾ jednobębnowa
Odstęp między środkami bębnow lub cew, mm	1270	1544	—
Srednica bębna lub cewy, mm	2000	3004	2000
Szerokość bębna, mm	800	1000	1000
Wymiar liny (max), mm	⌀ 22	⌀ 28	⌀ 24,5
Długość liny przy maszynach bębnowych, m	—	—	—
w 1/2 warstwach, m	200/400	320/646	220/450
przy maszynach cewowych (max), m	—	—	—
Maksymalne statyczne obciążenie, kG	3230 (4804)	11 360	4900
Prędkość liny, m/sek	—	—	—
minimalna	2,65	4,03	4,0
maksymalna	—	—	—
Liczba obrotów silnika, min	960	490	975
Moc silnika, kW	74 (130)	290	290
Napięcie silnika głównego, V	500	6000	—
Ciężar maszyny (bez silnika), kg	—	41,69	—
Pojemność stosowanych kublów, m ³	0,75	1,0	—
.	1,0	1,25	—
.	1,25	1,4	—
Maksymalny nadciężar, kg	2520 (3264)	5049	4900

¹⁾ Produkcji polskiej — Rybnicka Fabryka Maszyn.

²⁾ Produkcji polskiej — Huta Zgoda.

³⁾ Produkcji węgierskiej.

⁴⁾ Produkcji CSRS.

Wolna droga przejazdu w wieży szybowej w górnym położeniu roboczym kubła przy ciągnięciu urobku musi wynosić co najmniej 3 m przy prędkości do 6 m/sek, przy czym przez wolną drogę przejazdu rozumie się odległość sanek prowadniczych kubła w ich najwyższym położeniu od kół linowych (tj. przy opróżnianiu kubła).

Dozwolona długość jazdy kubłem bez lin prowadniczych wynosi przy linie okrągłej 30 m, a przy linie płaskiej 40 m.

Górnictwo Przepisy Bezpiecznego Prowadzenia Kopalń przewidują, iż zezwolenie na jazdę ludzi szybem udziela właściwy okręgowy urząd górniczy. Dla uzyskania takiego zezwolenia konieczne jest przedstawienie władzom górniczym wniosku o udzielenie zezwolenia (koncesja), opracowanego zgodnie ze szczegółowymi wymaganiami władz, określonymi w przepisach górniczych.

Liny wyciągowe i prowadnicze

W zależności od rodzaju maszyny wyciągowej stosuje się jako liny wydobywcze liny okrągłe przy wyciągach bębnowych i liny płaskie przy cewowych. Jako liny prowadnicze stosuje się wyłącznie liny okrągłe.

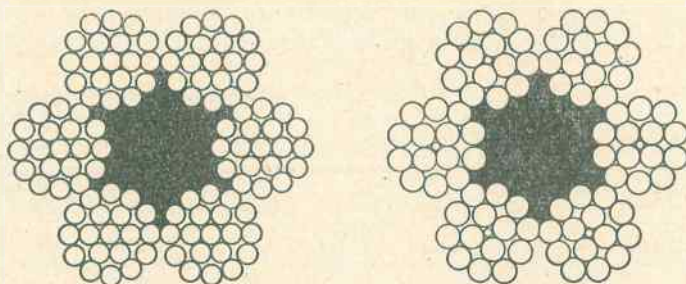
Liny wyciągowe powinny być wytrzymałe, odporne na korozję oraz nie wykazywać tendencji do skręcania się. Liny wykonuje się ze stali

wyciągowe

CSRS150 ⁴⁾ cew-owa	CSRS-190 ⁴⁾ cewowa	Cewa węgierska ³⁾ cewowa	Cewa BFM 5850 ⁵⁾ cewowa	BOB-5500 ⁶⁾ cewowa	ZC-3,5 × 1,7 ⁷⁾ dwubębnowa
1400/1600 3640/1593 — 64 × 14	1600/1900 4310/1595 — 92 × 17	1700/2000 4500/1800 — 80 × 13	2200/2400 2270/5580 — 92 × 17	1800/2400 5200/1350 — 104 × 19	— 3500 1700 39,5
—	—	—	—	—	360/800/110 0
600	800	800	120	1000	
4250	5600	6400	7000 (7830)	12 200	13 600
3,7	3,7	5,6	4,0	2,0	0,5
6,3	8,3	6,91	5,82	8,0	10,0
970	975	735	735	740	490
150	190	350	315	630	2 × 625
500	500		6000	6000	6000
			0,5 ÷ 2 0,5 ÷ 0,9 ÷ 15 0,9 ÷ 1,2	1,5 2,0	3,0
3650	4500	5500	5850 (7200)		11 350

⁵⁾ Produkcji NRD.⁶⁾ Produkcji polskiej.⁷⁾ Produkcji ZSRR.

o wysokiej wytrzymałości wynoszącej 160 do 200 kG/mm². Dla zabezpieczenia przed korozją liny wyrabia się z drutów ocynkowanych oraz konserwuje specjalnym smarem.



Rys. 68 (z lewej). Lina wyciągowa okrągła

Rys. 69 (z prawej). Lina wyciągowa okrągła

Rodzaj lin stosowanych w polskim budownictwie szybowym oraz warunki techniczne, jakim powinny one odpowiadać, określają normy re-sortowe dla lin okrągłych RN-55/MG-46603 oraz dla lin płaskich RN-55/MG-46602.

Wymiary lin			Liczba splotów	Wymiary		
nr rysunku	średnica nominalna d mm	przekrój nośny mm ²		rdzeń		
				liczba drutów nośnych	średnica nominalna drutów nośnych mm	liczba drutów wypełniających
68	16	95	6	4	1,2	1
69	18	129	6	1	1,2	—
69	20	151	6	1	1,3	—
69	22	176	6	1	1,4	—
69	23	201	6	1	1,5	—
69	25	229	6	1	1,6	—

Liny okrągłe zwykłe. W tabl. 47 oraz na rys. 68 i rys. 69 podano charakterystykę lin okrągłych według normy RN-55/MG-46603.

Sprawdzenie obliczeniowej (katalogowej) siły zrywającej linę wykonuje się specjalnymi maszynami do rozrywania.

Wytrzymałość drutu oblicza się z wzoru

$$R_r = \frac{4P}{\pi \cdot d^2} \quad (77)$$

gdzie

R_r — wytrzymałość drutu na rozciąganie, kg/mm^2 ,

P — rzeczywista siła zrywająca drut, kg ,

d — średnica nominalna drutu, mm .

Całkowita siła zrywająca linę jest to suma rzeczywistych sił zrywających poszczególne druty liny. Oblicza się ją z wzoru

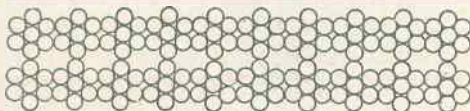
$$P_w = P_1 + P_2 + \dots + P_n \quad (78)$$

gdzie

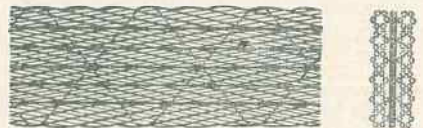
P_w — wyznaczona siła zrywająca linę, kg ,

$P_1, P_2 \dots P_n$ — rzeczywiste siły zrywające poszczególne druty, kg .

Liny okrągłe nieodkrętnie. Przy głębieniu szybów poniżej 500 m podane powyżej konstrukcje lin okrągłych nie zabezpieczają pełnego bezpieczeństwa z powodu tendencji do odkręcania się, co jest szczególnie



Rys. 70. Lina wyciągowa płaska



Rys. 71. Przykład zszycia liny płaskiej

niebezpieczne przy jeździe kubła poniżej ramy prowadniczej. Z tych względów produkuje się liny specjalnej konstrukcji, w których tendencja odkręcania się zostaje wyeliminowana. Charakterystykę lin nieodkrętnych polskiej produkcji podano w tabl. 48.

Spośród lin okrągłych stosuje się innego rodzaju liny dla kołowrotów, ładowarek chwytakowych, dla przewodników i pomostów wiszących.

splotów					Orienta- cyjny ciężar 1 m liny na- smarowanej	Oblicze- niowa siła zrywająca linę
rdzeń	I warstwa		II warstwa			
średnica nominalna drutów wy- pełniających mm	liczba drutów nośnych	średnica nominalna drutów nośnych mm	liczba drutów nośnych	średnica nominalna drutów nośnych mm		
					kg	kG
0,4	10	1,2	—	—	0,9	15 200
—	6	1,2	12	1,2	1,2	20 640
—	6	1,3	12	1,3	1,4	24 160
—	6	1,4	12	1,4	1,7	28 160
—	6	1,5	12	1,5	1,9	32 160
—	6	1,6	12	1,6	2,2	36 640

W zależności od przeznaczenia oraz żądanej wytrzymałości dobiera się odpowiednie liny według norm PN-57/M-80226 oraz PN-57/M-80201.

Liny płaskie. Są to liny o przekroju poprzecznym zbliżonym do prostokąta. Zbudowane są z 6 do 8 elementów (linisk) w kształcie liny czte-

Tablica 48

Charakterystyka techniczna lin nieodkrętnych

Wyszczególnienie		
Średnica liny, mm	22	28
Przekrój nośny S, mm ²	200	320
Ciężar 1 m, kg/m	1,8	2,8
Wytrzymałość na rozrywanie drutów gołych, kG/mm ²	100	160
Konstrukcja. Lina składa się z 2 warstw splotów okrągłych, koncentrycznie zwitych na rdzeniu z włókien szalowych	D0 + 6 × 19 × 0,8 + 12 × 7 × 1,43	D + 6 × 19 × 1,1 + 12 × 7 × 1,8
Konstrukcja wewnętrznej warstwy splotów	6/1 + 6 + 12/0,86	6/1 + 6 + 12/1,1
Kierunek zwicia drutów w splotach	prawy	prawy
Skoki zwicia drutów w splotach	normalne	normalne
Kierunek zwicia wewnętrznej warstwy w linę	lewy	lewy
Skok zwicia wewnętrznej warstwy w linę, mm	65	90
Konstrukcja zewnętrznej warstwy splotów	12/1 + 6/ × 1,43	12/1 + 6/ × 1,8
Kierunek zwicia drutów w splotach	lewy	lewy
Skok zwicia drutów w splotach	normalny	normalny
Kierunek zwicia zewnętrznej warstwy splotów	prawy	prawy
Skok zwicia zewnętrznej warstwy splotów, mm	140	200

rosplotowej (rys. 70). Liniska łączone są między sobą za pomocą splotu zrywającego (rys. 71). Dla uniknięcia skręcania liny sąsiednie liniska mają odmienny kierunek splotów (lewy i prawy).

Charakterystyka lin płaskich stosowanych w polskim budownictwie szybowym oparta na normie RN-55/MG-46604 podana jest w tabl. 49.

Liny nośne muszą mieć aktualne metryki określające ich wytrzymałość i budowę. Przepisy górnicze przewidują, że każda lina nośna maszyn

Wymiary lin				Liczba splotów w liniskach	Wymiary splotów		
szerokość nomi- nalna e	grubość nominal- na g	liczba linisk	przekrój nośny		rdzeń		I war-
					liczba drutów	średnica nominalna drutów	liczba drutów nośnych
mm	mm		mm ²			mm	
69	11	8	253	4	1	1,2	6
80	13	8	345	4	1	1,4	6
92	17	8	450	4	1	1,6	6
104	19	8	571	4	1	1,8	7

bębnowych i cewowych powinna pracować przynajmniej przy 8-krotnym współczynniku bezpieczeństwa w stosunku do maksymalnego obciążenia statycznego przy wydobywaniu urobku oraz w stosunku do maksymalnego obciążenia statycznego przy jeździe ludzi.

Czas pracy liny nośnej w wyciągach bębnowych nie może przekraczać 2 lat, w cewach 1 rok. W przypadku wykazywania przez linę nośną dobrych współczynników bezpieczeństwa, czas pracy liny może być wyjątkowo przez władze górnicze przedłużony.

Zawiesia dla naczyń wydobywczych

Kubły służące do głębienia szybów przymocowane są do liny nośnej urządzenia wyciągowego za pomocą zawiesia. Zawiesie o konstrukcji hakowej umożliwia odczepienie kubła zarówno na dnie szybu, jak i na powierzchni. Do zawiesi tych umocowuje się również inne urządzenia służące przy głębieniu szybów np. pompy, ładowarki itp. w czasie opuszczania ich do szybu.

Jako elementy nośne urządzenia wyciągowego zawiesia wykonywane są z materiału atestowanego, mają metrykę i są kontrolowane w ramach kontroli codziennej i okresowej urządzenia wyciągowego. Okres pracy zawiesia nie może przekraczać dwóch lat, po czym powinno być ono wyżarzone i zbadane pod obciążeniem.

Ważnym elementem zawiesia jest urządzenie zapadkowe, zabezpieczające przed samoczynnym odpięciem się kubła z haka zawiesia. Ułożyskowanie haka zawiesia powinno być dostatecznie wytrzymałe, poza tym pod obciążeniem kubła powinno zezwalać na obrót liny (wyrównanie skrętu) bez obracania się kubła wokół swej osi. Powinno ono również zabezpieczać pionowe zwisanie kubła.

W polskim budownictwie szybowym zawiesia kubłowe określa norma resortowa RN-54/MGW.

W tabl. 50 podane są charakterystyczne dane stosowanych zawiesi kubłowych.

Na rys. 72 a pokazano zawiesie kubłowe o nośności 2,5 t, dostosowane do zawieszania kubłów na linie okrągłej.

Dostosowanie zawiesia do zawieszania bądź na linie okrągłej, bądź na linie płaskiej skutecznia się przez wmontowanie odpowiedniego rodzaju sercówki (rys. 72 b).

linisk		Szycie splotów			Orientacyjny ciężar 1 m liny nasmarowanej	Obliczeniowa siła zrywająca linę przy wytrzymałości drutów 160 kG/mm ²
stwa		liczba splotów w wiązce	liczba drutów w splocie	średnica drutu		
średnica nominalna drutów nośnych mm	liczba wiązek			mm	kg	kG
1,2	1	3	5	1,1	2,6	40 500
1,4	1	3	5	1,1	3,5	55 150
1,6	1	3	5	1,1	4,5	72 000
1,8	—	—	—	—	5,1	91 450

Charakterystyka techniczna zawiesi

Tablica 50

Znak zawiesia	Nośność użytkowa T	Obciążenie próbne kG	Ciężar własny kg	Długość zawiesia mm
ZK1,5	1,5	10 500	70	875
ZK2,5	2,5	13 500	100	990
ZK4	4,0	18 000	150	1050
ZK6	6,0	18 000	260	1354

Naczynia wydobywcze

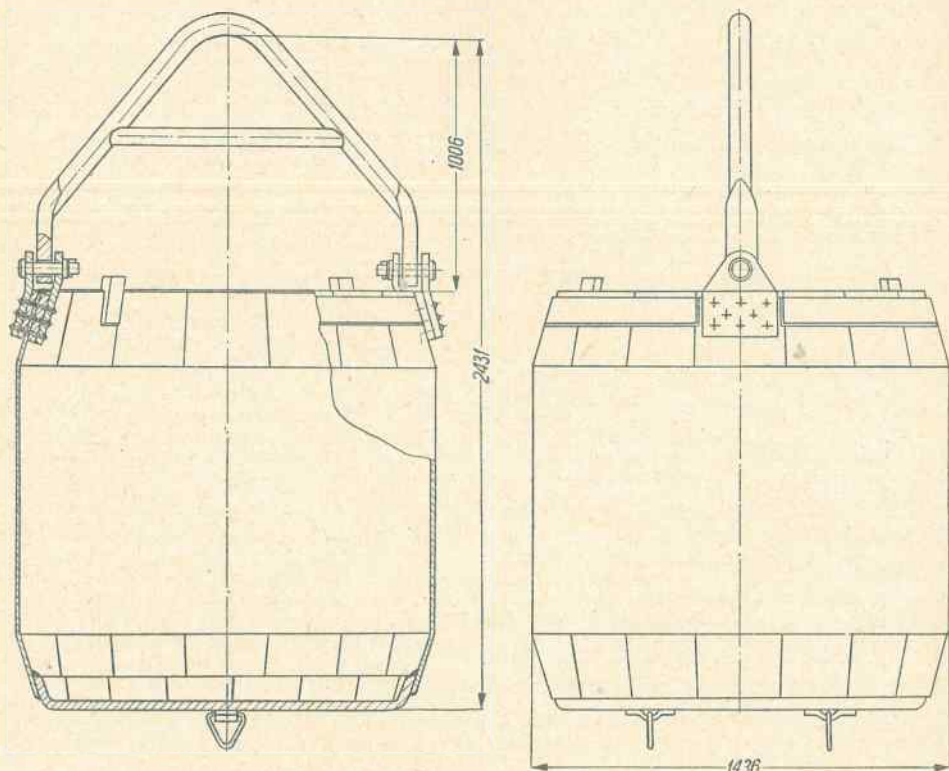
Dla wydobywania urobku z głębionego szybu, jazdy ludzi, opuszczania materiałów i sprzętu używa się naczyń wydobywczych. Najczęściej stosuje się do tego celu specjalnego rodzaju naczynie, zwane kubłami. Zbudowane są one w postaci beczkowego lub cylindrycznego zbiornika, otwartego u góry i zaopatrzonego w kabłąk, za pomocą którego kubel przymocowuje się do zawiesia. Kabłąk przymocowany jest do kubła za pomocą łubek i sworzni, co umożliwia ustawienie kabłąka kubła w pozycji pionowej (zawieszony na linie) i w pozycji poziomej (kubel odczepiony od liny).

Kubły wykonuje się z blachy kotłowej. Łączenie blach bocznych oraz dna wykonuje się za pomocą spawania. Łubki do uchwycenia kabłąka umocowuje się do kubła nitami. Kabłąk, łubki oraz sworznie łączące wykonuje się ze stali atestowej. Podlegają one tym samym rygorom co i zawieszanie. Dla zabezpieczenia przed opadaniem kabłąka bezpośrednio na obrzeże kubła, a tym samym wykluczenie możliwości skażenia rąk, zamocowuje się na obrzeżu kubła trzpienie, które nie zezwalają na całkowite opadnięcie kabłąka.

Kubły wykonuje się dwójakiego rodzaju: dla transportu urobku — kubły urobkowe (rys. 73) i dla transportu materiałów — kubły materiałowe. Różnią się one pomiędzy sobą sposobem zawieszenia. Przedłużone w dół ramiona kabłąka kubła materiałowego umożliwiają jego umocowanie tuż poniżej środka ciężkości kubła; uzyskuje się przez to łatwy obrót kubła na sworzniach kabłąka i jego opróżnienie. Do wychylenia kubła

Umocowanie kubła na sworzniach powoduje znaczne zwiększenie zewnętrznego gabarytu kubła przy stosunkowo małej pojemności. Z tych też względów kubły materiałowe obecnie stosuje się dość rzadko, zastę-

pując je kubłami urobkowymi. Samoczynne opróżnienie kubła urobkowego odbywa się następująco: obsługujący zahacza specjalnym hakiem złączonym z linką o pierścień zamocowany do dna kubła i przez opuszczanie kubła w dół powoduje jego wywrót oraz opróżnienie. Opróżnianie kubła urobkowego na pomoście wysypowym jest mniej bezpieczne ani-



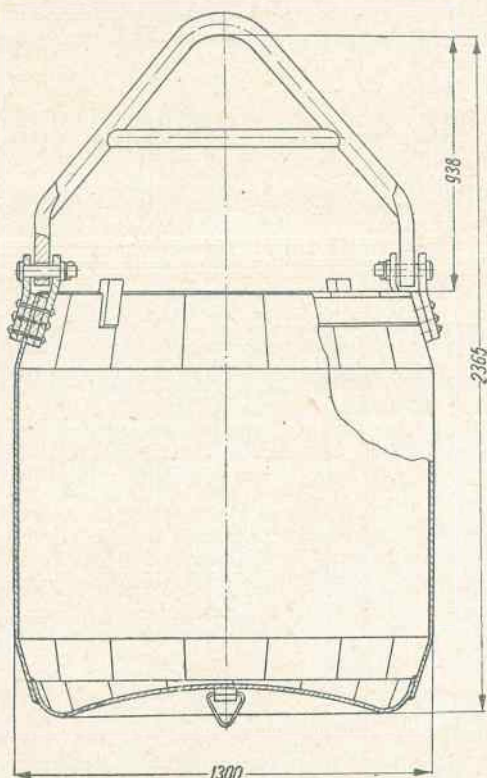
Rys. 73. Kubeł urobkowy pojemności 2,0 m³

żeli kubła materiałowego w przodku szybu; w czasie tych czynności górnicy powinni zwracać uwagę na przechylenie kubła i odpowiednio go nakierowywać w żądane miejsce.

Dno kubła zarówno materiałowego, jak i urobkowego powinno być możliwie gładkie i płaskie w celu uniemożliwienia przyklejania się odłamków skały i materiałów. Przy wyciąganiu kubła na powierzchnię powinien on być zatrzymany na wysokości 1,20 do 1,60 m nad dnem szybu dla umożliwienia oczyszczenia zewnętrznej powierzchni dna kubła. Kubeł, podobnie jak każde naczynie wyciągowe, stanowi martwy ciężar. Szczególnie jest to ważne przy wyciągach jednokubłowych, gdzie nie ma możliwości wyrównania ciężaru jednego kubła drugim. Manipulacja ciężkimi kubłami zarówno na dole, jak i na powierzchni nie należy do łatwych. Z tych też względów istnieje tendencja do zmniejszenia ciężaru kubła. W praktyce zagranicznej zastosowano kubły wykonane z blachy z lekkich stopów.

Zewnętrzna powierzchnia kubła powinna być możliwie gładka dla uniknięcia zaczepiania kubła przy jeździe. Aby ułatwić przechodzenie kubła przez ramę napinającą i pomosty, wykonuje się często kubły

kształtu beczkowego (rys. 74). Prawidłowe wykonanie i umocowanie kabłąka do kubła powinno być takie, aby uniemożliwić jego ekscentryczne położenie, co powoduje możliwości zaczepiania o pomosty.



Rys. 74. Kubeł urobkowy beczkowy pojemności 1,5 m³

W polskim budownictwie szybowym kubły materiałowe są budowane według normy resortowej RN-54/MGW-46781.

Charakterystyczne dane kubłów materiałowych podaje tabl. 51.

Tablica 51

Charakterystyka techniczna kubłów materiałowych

Znak kubła	Pojemność m ³	Ciężar własny kg	Ciężar użyteczny kg
M500	0,50	340	1100
M750	0,75	460	1650
M1000	1,00	650	2200

Charakterystykę kubłów urobkowych, stosowanych przy głębieniu szybów w Polsce podaje tabl. 52.

Oprócz wspomnianych kubłów używa się jeszcze inne rodzaje kubłów:

— kubły do zaprawy — mające w dnie otwór zabezpieczony zasuwą do spuszczenia zaprawy,

Charakterystyka techniczna kublów urobkowych

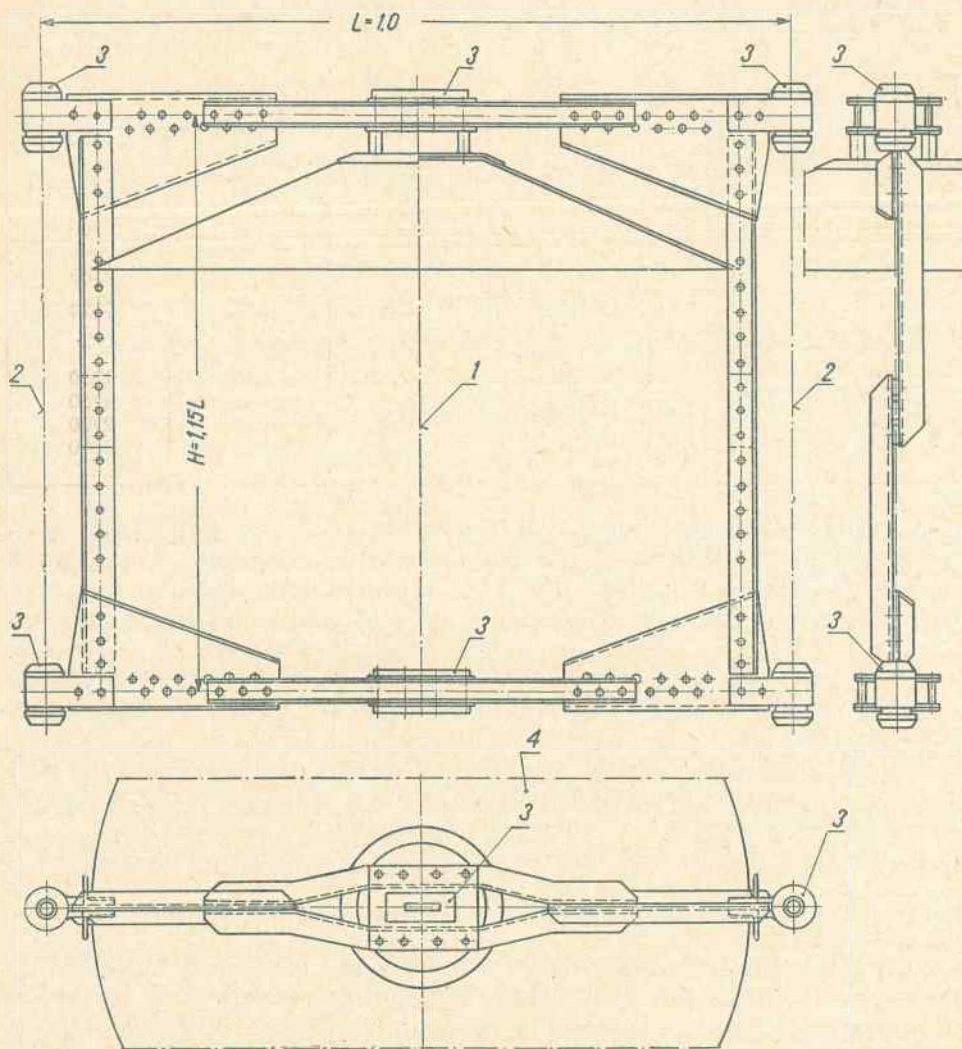
Pojemność	Srednica	Wysokość <i>h</i> (bez kabłąka)	Wysokość z kabłąkiem	Ciężar własny	Ciężar użyteczny
m ³	mm	mm	mm	kg	kg
0,5	832 772	1300	1920	320	900
0,7	1014 912	1283	2019	400	1260
1,0	1090 1014	1375	2205	480	1800
1,0	1104 1030	1270	2138	600	1800
1,2	1262				2160
1,4	1186 1150	1500	2440	650	2520
1,0		1200	1065	400	1800
1,25	1200	1305	2250	520	2250
1,50	1300	1365	2305	620	2700
2,00	1436	1425	2431	740	3600

- kubły do wody — są to kubły cylindrycznego kształtu zakończone u dołu dnem w kształcie ściętego stożka, w którym znajduje się samoczynny zawór denny, pozwalający na napełnienie wodą bez wywracania kubła. Zawieszenie stanowi układ łańcuchów połączonych jarzmem, którego sworzeń służy do zawieszenia na zawiesiu. Kubły takie są używane do odwadniania zatopionych szybów, gdy z uwagi na mały dopływ nie opłaca się montować urządzenia pompowego,
- skrzynie materiałowe — są to stalowe naczynia wydobywcze w kształcie prostopadłościanu. Jedna ze ścian bocznych skrzyni jest umocowana za pomocą zamków i może być otwierana.

Urządzenie prowadnicze

Do zabezpieczenia prowadzenia kubła służy urządzenie, które składa się z dwu lin prowadniczych ϕ 22 mm, umieszczonych w tarczy szybu po obu stronach kubła, z sanek prowadniczych (rys. 75), i ramy napinającej utrzymującej liny prowadnicze w pozycji równoległej i stanowiącej oparcie przy napinaniu lin prowadniczych. Rama napinająca (rys. 76) składa się z dwu dźwigarów głównych (najczęściej profil I), złączonych na stałe czterema poprzecznymi dźwigarami (przy wyciągu dwukubłowym). Tworzy się w ten sposób w ramie dwa przedziały, którymi przesuwają się kubły. Od wewnętrznej strony do poprzecznych dźwigarów przymocowane są blachy odbojowe, zabezpieczające przed zahaczaniem kubła o ramę przy jego przejeździe. Do głównych dźwigarów, zamocowane są na czterech końcach po dwie objemki, przez które przekłada się krótkie odcinki dźwigarów (rygle). Przez wsunięcie rygli do gniazdek w obudowie lub pod belki zbrojenia szybu, a następnie naciągnięcie lina-

mi przewodniczymi, umocowanymi jednym końcem do ramy napinającej, następuje usztywnienie ramy napinającej w szybie. Do prowadzenia każdego kubła stosuje się dwie liny przewodnicze. Po linach tych ślizga się umieszczona nad kubłem rama przewodnicza, tzw. sanki (rys. 75), obejmująca obie liny za pomocą czterech ślizgowych panewek. Przy opuszczaniu



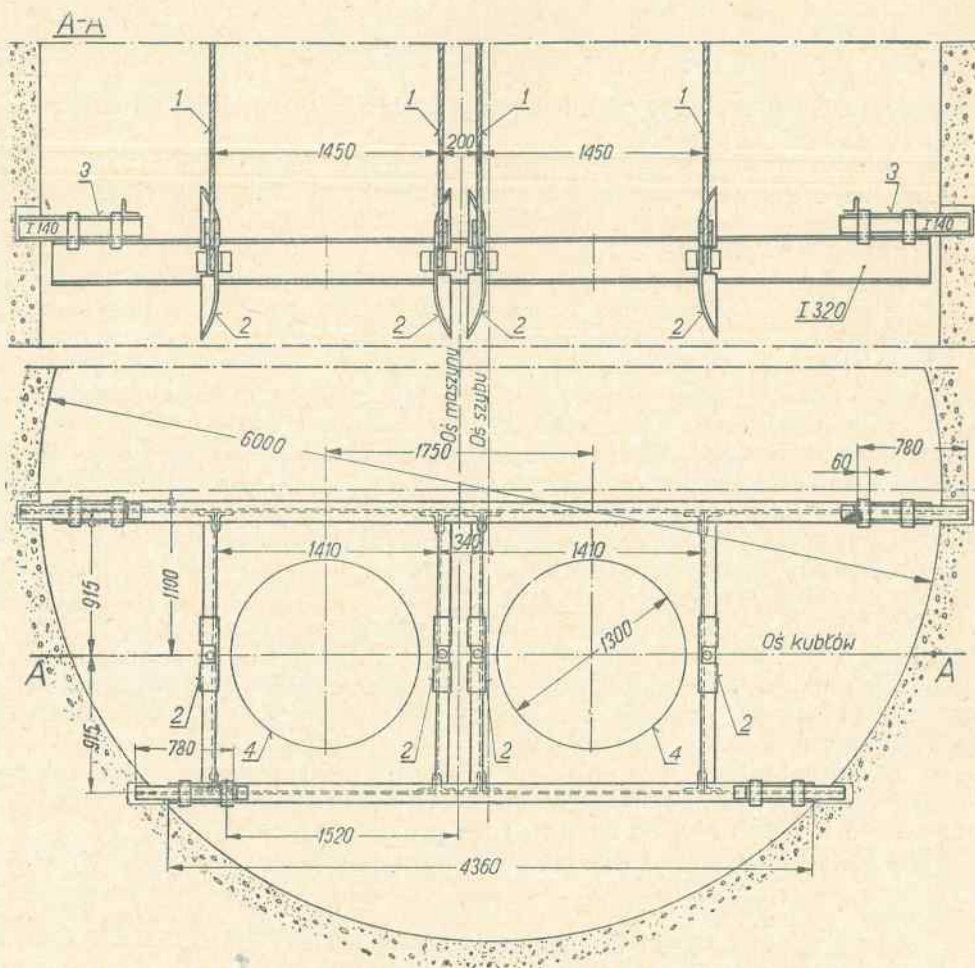
Rys. 75. Sanki przewodnicze kubła

1 — oś liny wyciągowej, 2 — oś liny przewodniczej, 3 — panewki ślizgowe sanek, 4 — daszek ochronny nad kubłem

kubła poniżej ramy przewodniczej sanki zatrzymują się na niej, a kubel nie prowadzony schodzi w dół do przodku. Przy wyjeździe kubła ponad ramę napinającą, spoczywające na ramie przewodniczej sanie podnoszone są wraz z kubłem do góry, prowadząc go w linach. Dla złagodzenia uderzeń san o ramę zakłada się na ramie w miejscu umocowania lin przewodniczych krążki gumowe. Zależnie od głębokości szybu rama napinająca powinna być obliczona tak, aby zapewnić dostateczne napięcie lin i aby

w czasie ich napinania nie ulegała odkształceniom. Przy stosowaniu dwu wciągów do głębienia szybu wykonuje się niekiedy wspólną ramę napinającą. Tworzy ona wówczas rodzaj pomostu zakrywającego cały szyb. Po pokryciu takiej ramy pomostem służy ona również za pomost bezpieczeństwa.

Do napinania lin przewodniczych używa się najczęściej ręczne wciągarki kołowe nośności 3, lub 5 T. Wciągarki umieszczone są na po-



Rys. 76. Rama napinająca

1 — liny przewodnicze, 2 — blachy odbójowe, 3 — rygle, 4 — koła

wierzchni obok wieży szybowej. Lina przewodnicza nawinięta na każdą z wciągarek biegnie poprzez krążki kierujące i krążek nośny do szybu, gdzie jej drugi koniec umocowany jest do ramy napinającej. Przez równomierne nawijanie lub odwijanie lin napinających podnosi się albo opuszcza ramę napinającą. Jako siłę napinającą jedną linę przewodniczą stosuje się naciąg równy 400 kG na każde 100 m szybu.

Charakterystyka stosowanych w polskim budownictwie szybowym wciągarek kołowych przedstawia się następująco:

Nośność, T	5,0
Średnica liny, mm	20
Maksymalna długość liny, m	1100
CieŜar własny, t	≈2,0

Wymiary wciągarki:

szerokość, mm	1300
długość, mm	1600
wysokość, mm	1600

Przy małej głębokości szybu do napinania lin przewodniczych używa się również śrub napinających.

W celu uzyskania równomiernego opuszczania ramy napinającej stosuje się za granicą wciągarki napędzane silnikami elektrycznymi, przy czym równomierny naciąg lin reguluje specjalne urządzenie do synchronizacji obrotów kołowrotu.

W związku z wprowadzeniem ładowania urobku ładowarkami wykorzystuje się obecnie bardzo często ramę napinającą jako ruchomy pomost dla pomieszczenia kołowrotów ładowarek.

Przy głębieniu szybu sposobem równoległym ramę napinającą wykonuje się również jako pomost zakrywający cały szyb, zabezpieczający przed spadaniem skały i materiałów budowlanych z górnej części szybu do przodku szybowego. W tym przypadku rama napinająca służy do napinania ośmiu lin przewodniczych.

Sanki przewodnicze (patrz rys. 75) składają się z ramy, do której po obu bokach przytwierdzone są po dwie panewki (w dolnej i górnej części ramy) obejmujące liny przewodnicze. Pośrodku ramy w dolnej i górnej części zabudowane są panewki obejmujące linę wyciągową. W zależności od rodzaju liny są to panewki na linę płaską lub okrągłą. Panewki wykonuje się bądź z drewna dębowego lub ze stopu aluminium. Z konstrukcją sanek przewodniczych związany jest najczęściej daszek ochronny nad kubłem, który ma zabezpieczać jadących w kubłe przed ewentualnie spadającymi drobnymi przedmiotami.

W polskim budownictwie szybowym stosuje się najczęściej sanki przewodnicze rozbieralne, którym można nadać odpowiednią szerokość i wysokość w zależności od rozstawu lin przewodniczych.

Zasadnicze dane stosowanych sanek przewodniczych podano w tabl. 53.

Tablica 53

Dane techniczne sanek przewodniczych

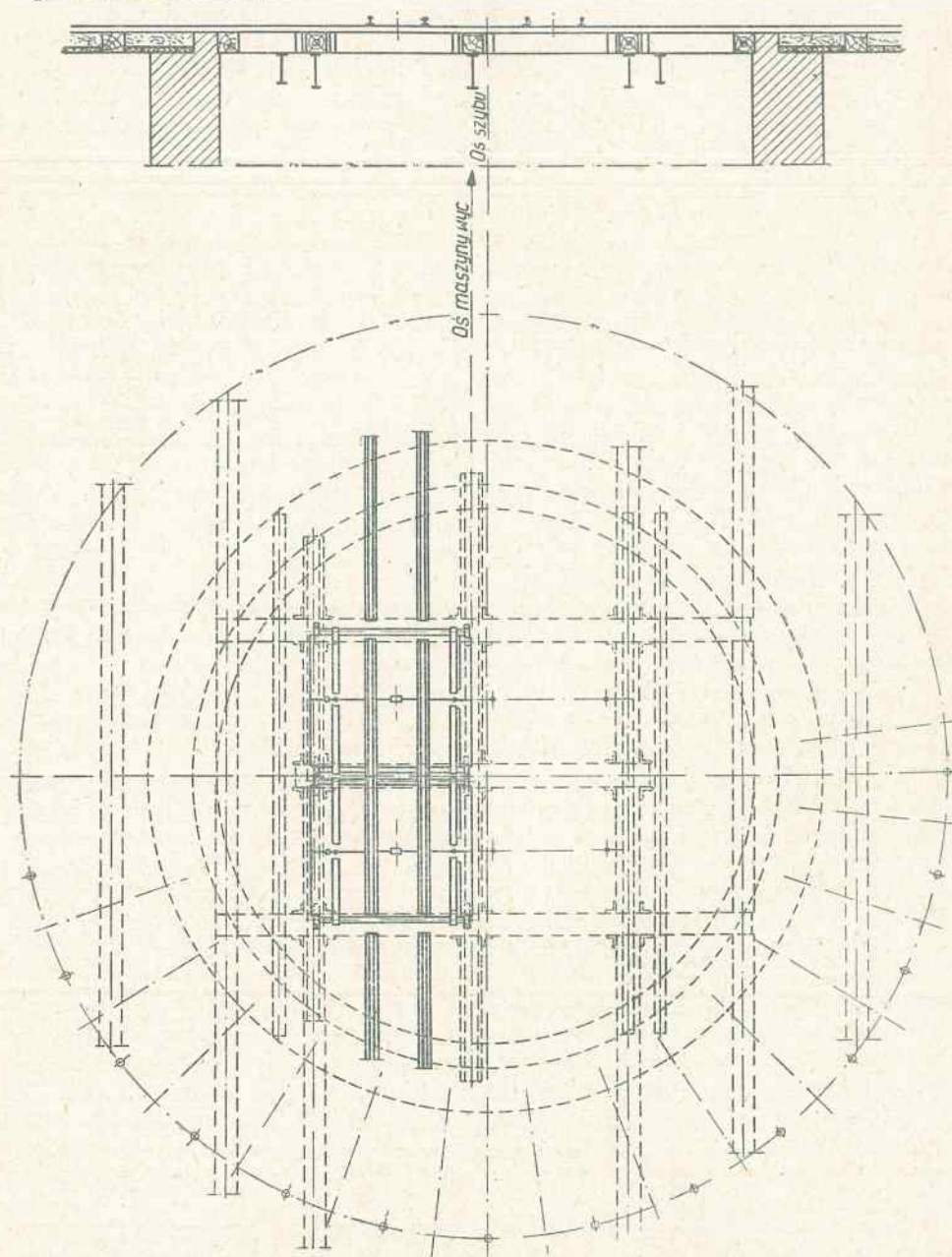
Szerokość b_{min} mm	Wysokość h_{min} mm	CieŜar sanek kg	Pojemność kubła m^3
1200	1400	110	0,7
1300	1500	110	1,0
1450	1700	110	1,4
1500	1700	150	1,5
1650	1900	150	2,0

PoniewaŜ istnieje moŜliwość zakleszczania się sanek w linach przewodniczych naleŜy przy stosowaniu ich zachować warunek

$$h_{min} = 1,15 b$$

Urządzenia wyładowcze i zabezpieczające w wieży szybowej

Na urządzenia te składają się: pomost roboczy z klapami do przejścia kublów, pomost wysypowy, wysyp, urządzenie do podchwytywania sanek i opróżniania kubła, pomost dla wyłącznika krańcowego i jego obsługi i pomost kół linowych.



Rys. 77. Przykład rozwiązania pomostu na zrębie szybu

Pomost roboczy (rys. 77) zbudowany jest najczęściej z bali drewnianych ułożonych na konstrukcji wsporczej z dźwigarów stalowych, utwierdzonych w murze szybowym na zrębie szybu. W pomoście tym wykonuje się otwory dla przejścia kublów, lutni, rur, kabli oraz wejście do przedziału drabinowego. Otwory w pomoście dla przejścia kublów i przedziału drabinowego zabezpiecza się klapami, pozostałe otwory powinny być uszczelniane. Otwór dla przejścia kublów zamyka się dwudzielnymi klapami. Kłapy te należy obliczać na obciążenie załadowanego kubła. Kłapy wykonuje się najczęściej z bali grubości 50, 60 i 75 mm w zależności od ich wymiarów. Wierzchnią stronę kłapy należy pokrywać blachą grubości 3 mm w celu zabezpieczenia jej przed szybkim zużyciem. Na klapach ułożone są również odcinki szyn w celu umożliwienia wjazdu na nie platform dla wyladunku i załadunku ciężkich przedmiotów przeznaczonych dla szybu, jak również przewożenia na platformach kublów próżnych lub z materiałami budowlanymi.

Dla łatwiejszego otwierania kłap umocowuje się do nich oprócz uchwytów do ręcznego otwierania przeciwcieżary, równoważące ciężar kłap. Przy klapach większych rozmiarów lub głębieniu szybów przy czynnej wentylacji kopalnianej w górnej części szybu (depresja szybu wentylacyjnego) stosuje się automatyczne otwieranie kłap przy użyciu powietrza sprężonego.

Urządzenie takie w porze zimowej wymaga ogrzewania.

Na wysokość 3,0 do 3,5 m powyżej pomostu roboczego zabudowuje się pomost wysypowy. Jest on najczęściej związany z konstrukcją wysypu i wieży. W wieżach rurowych do głębienia szybów oraz w niektórych wieżach konstrukcji drewnianej buduje się wysypy wolnostojące, niezwiązane z konstrukcją wieży. W tym przypadku pomost wysypowy złączony jest tylko z konstrukcją wysypu.

Wysyp wraz z pomostem wysypowym służy do opróżniania kublów z urobku. Składa się on z następujących zasadniczych elementów: konstrukcji nośnej, górnych kłap i leja zsykowego (rys. 78).

Konstrukcję nośną wysypu wykonuje się bądź stalową, bądź drewnianą. Może być ona powiązana z konstrukcją wieży lub też wolno stojąca. Konstrukcja musi być dostatecznie mocna, aby wytrzymywała obciążenie nagromadzonego w leju urobku oraz dostatecznie stateczna, aby wytrzymać wstrząsy powodowane wysypywaniem urobku z kubła. Górne kłapy wykonuje się w tych samych wymiarach co i dolne (pomost roboczy). Zabezpieczają one dodatkowo szyb przed spadaniem kawałków urobku. Jedna połowa kłap jest nachylona i tworzy część spadu leja zsykowego. W czasie wysypywania urobku z kubła stacza się on po tej części kłap. Dla zabezpieczenia niszczenia kłap drewnianych odłamkami skały wyklada się je blachą grubości 5 mm. Jeżeli konstrukcja wysypu jest stalowa, kłapy wykonuje się również ze stali.

Podobnie jak przy klapach dolnych w celu zmniejszenia wysiłku przy otwieraniu ich stosuje się przeciwcieżary wyrównawcze. Obecnie coraz częściej do otwierania kłap stosuje się cylindry powietrza sprężonego.

Lej zsykowy służy do chwilowego gromadzenia urobku, skąd samoczynnie zsypuje się do podstawionych koleb lub wywrotek samochodowych. Wysokość ujścia leja wysypu (ustnika) dostosowana jest do wysokości środków transportowych.

Nachylenie wysypu powinno być dostosowane do rodzaju skał w celu uzyskania sprawnego staczania się urobku. Przy glinach, ilach, łupkach gliniastych pożądane jest nachylenie większe, aniżeli przy piaskowcach.

Leje zsypanowe wykonuje się bez zamknięcia i z zamknięciem. Bardziej racjonalne są leje z zamknięciem. Umożliwiają one gromadzenie 3 do 4 kubłów urobku, co stanowi częściowe wyrównanie nierównomierności wydobywania urobku kubłami oraz nierównomierności podstawiania środków transportowych. Stopniowe dozowanie urobku z leja wysypowego do koleby lub wywrotek samochodowych zapewnia równomierny załadunek (bez uderzeń), czego nie można osiągnąć przy lejach otwartych, gdzie całkowity urobek z kubła musi być pomieszczony w kolebie lub wywrocie.

Niszczenie konstrukcji wysypu wskutek uderzeń kawałków urobku jest mniejsze przy wysypach zamkniętych.

Zamykanie i otwieranie leja wysypu wykonuje się za pomocą układu dźwigni i cylindra powietrza sprężonego. Urządzenie to w okresie zimowym wymaga dodatkowego ogrzewania.

Koła linowe

W zależności od rodzaju maszyny wyciągowej stosuje się koła linowe na linę okrągłą lub płaską.

Charakterystyka stosowanych kół linowych podana jest w tabl. 54, oraz na rys. 79.

Tablica 54

Charakterystyka techniczna kół linowych

Rodzaj liny	Średnica koła mm	Dł. liny mm	Ciężar koła kg
Na linę płaską . . .	2000	100	1200 ÷ 1300
Na linę okrągłą . . .	2000	16 ÷ 28	1800
Na linę płaską . . .	2200	115	1259

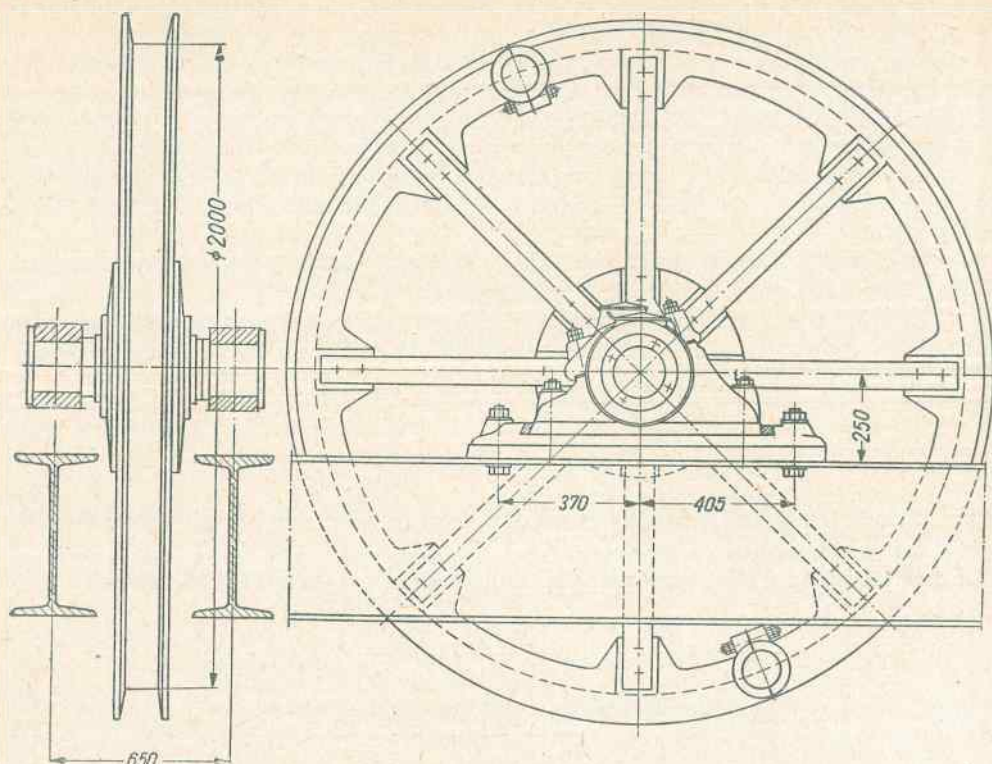
Tablica 55

Charakterystyka techniczna krążków linowych

Rodzaj krążka	Średnica krążka (obiegowa) mm	Średnica liny mm
Do lin przewodniczych . . .	300	21
Do kabli, drabin wiszących, pomp	500	50
Do pomostów wiszących . . .	1000	56

Oprócz powyższych kół znajdują zastosowanie przy głębieniu szybu inne koła (krążki linowe) do kołowrotów pomostów wiszących, lin napi-nających, pomp. Charakterystyka ich podana jest w tabl. 55.

Wymiary i szczegóły konstrukcyjne krążków podane są w normie RN-56/MGW-62229.



Rys. 79. Koło linowe dla głębenia szybów na linę piaską

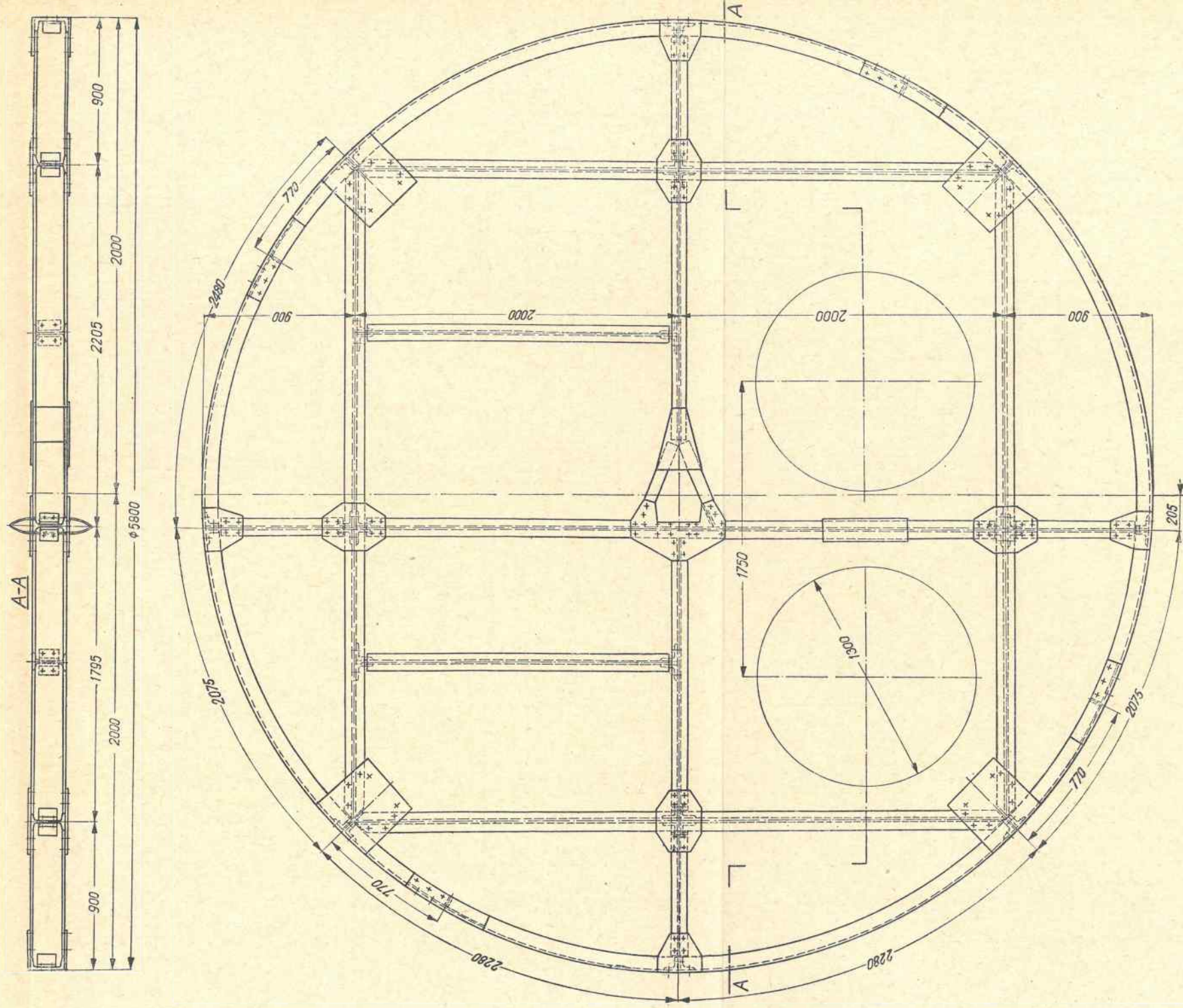
2. Urządzenie wyciągowe dla pomostów wiszących

Stosowane do wznoszenia obudowy i zbrojenia szybu pomosty wiszące wymagają okresowego przemieszczania. Czynność tę wykonuje się przy użyciu specjalnego rodzaju wciągarek wolnobieżnych. Zapewniają one przemieszczanie pomostu z prędkością 8 do 15 cm/sek.

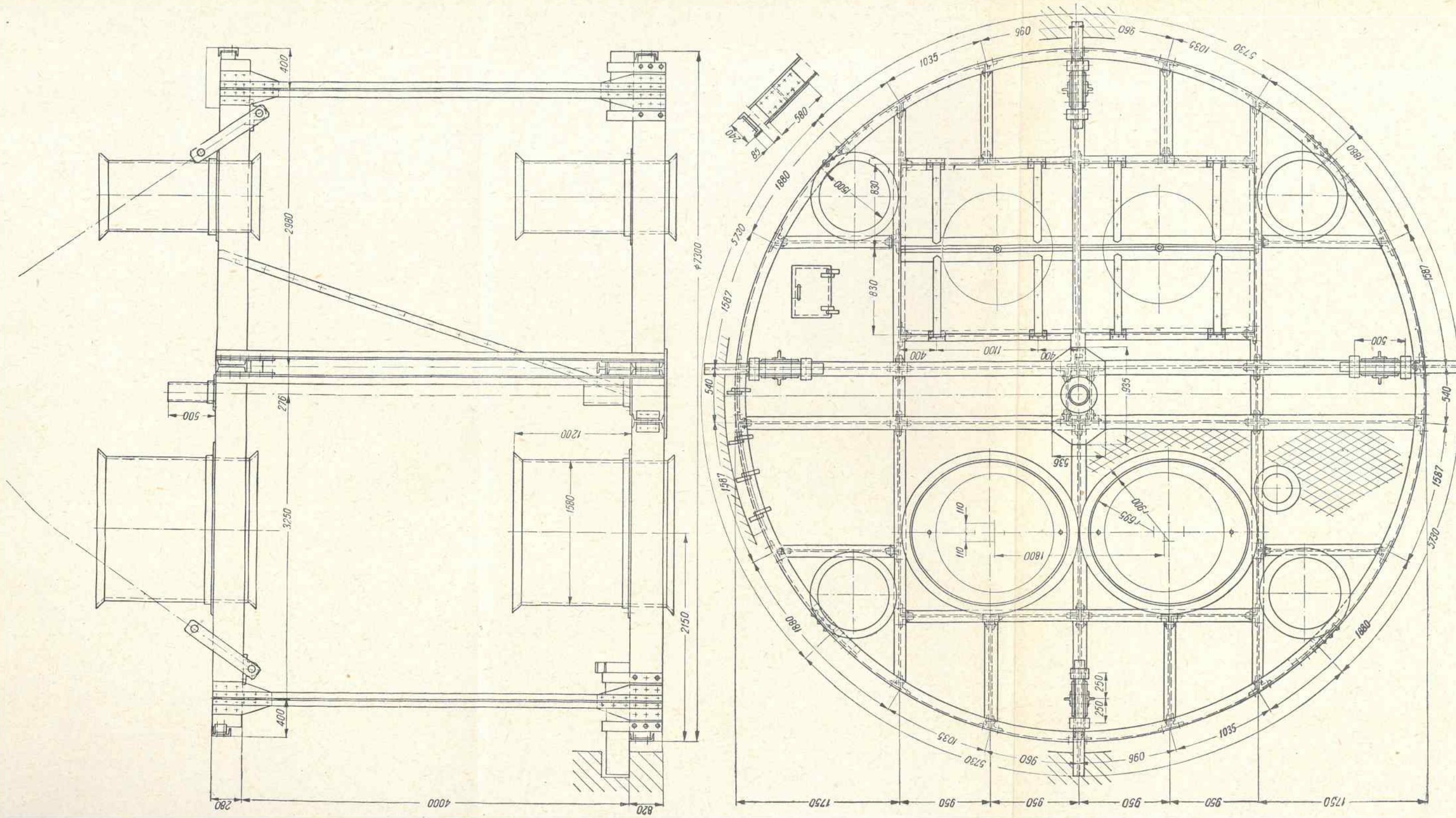
Tablica 56

Charakterystyka techniczna wciągarek

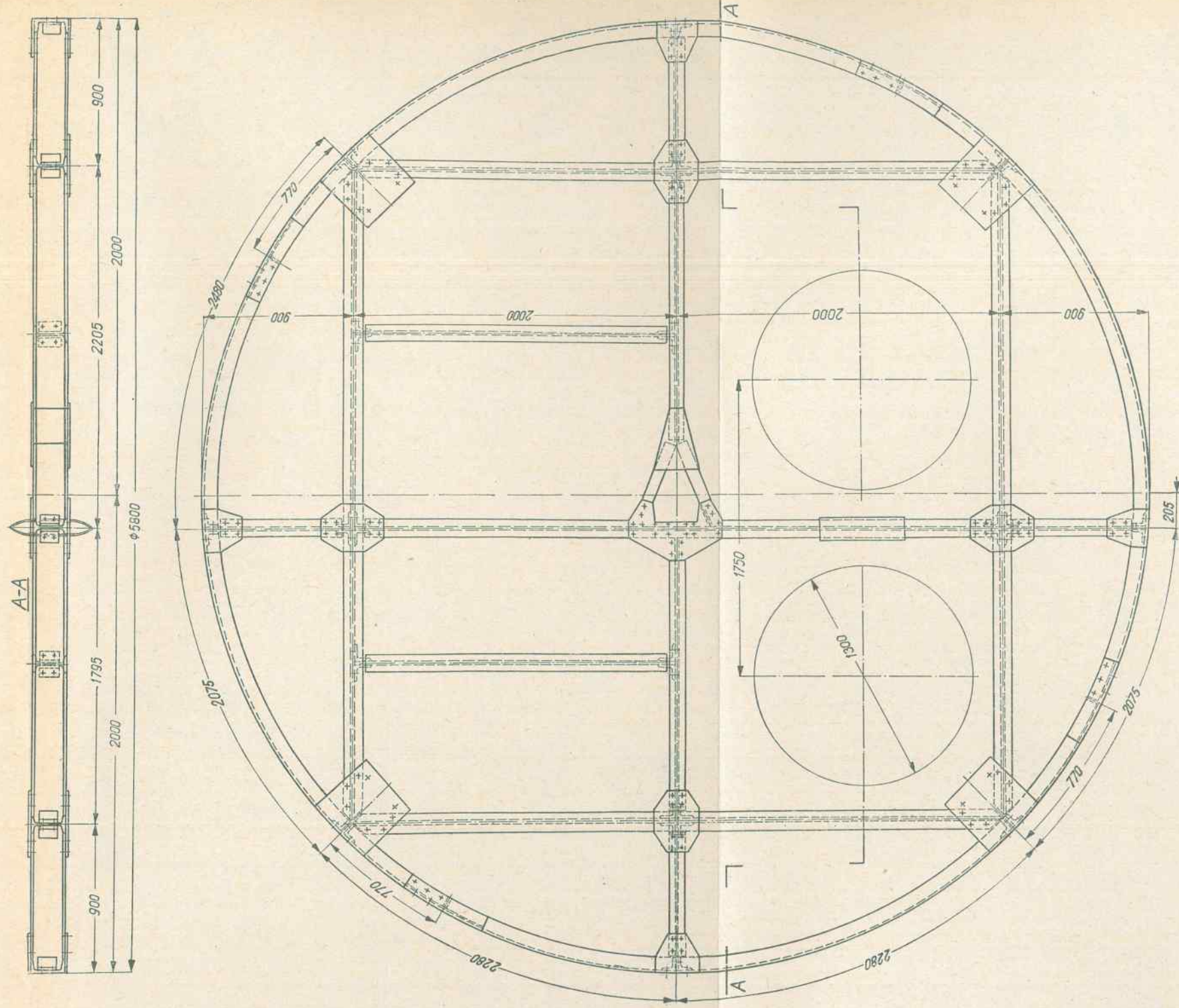
Wyszczególnienie	PL-25	ŁP-15	ŁP-18	Kasper 60
	cierna	jednobębnowa	jednobębnowa	jednobębnowa
Srednica bębna, mm	2800/1300	800	800	1000
Szerokość bębna, mm	600	1700	1330	1600
Długość nawinięcia liny, m	360	1000	—	1400
Srednica liny, mm	56	46	—	48
Nośność maksymalna, T	25	15	15	35
Moc silnika, kW	50	35	37	26,5
Liczba obrotów/min	960	585	720	730
Napięcie nominalne, V	500	500	500	500
Stosunek przekładni	1:730, 1:1460	1:314	1:348	—
Szybkość nawijania liny, m/sek	0,0833÷0,417	0,083÷0,164	0,106	0,1
Długość wciągarki, m	12,7	5,84	43	3,0
Szerokość, m	3,6	4,16	3,19	2,5
Wysokość m	2,9	2,35	2,1	2,0



Rys. 80. Pomost wiszący pełny jednopiętrowy



Rys. 81. Pomost wiszący pełny dwupiętrowy



Rys. 80. Pomost wiszący pełny jednopiętrowy

W polskim budownictwie szybowym stosuje się wciągarki nośności 15 do 25 do 35 t. Używane bywają dwa typy wciągarek: z bezpośrednim napędem bębna nawojowego oraz cienne z bębniem nawojowym.

Charakterystyka stosowanych wciągarek podana jest w tabl. 56.

3. Pomosty wiszące

Pomosty wiszące służą dla wznoszenia obudowy szybu, zbrojenia, cementacji obudowy oraz zakładania przewodników. Pod względem konstrukcji pomosty dzielimy na: zakrywające cały szyb, zakrywające część szybu, pomosty jednopoziomowe oraz pomosty wielopoziomowe (wielopiętrowe).

Pomosty wykonuje się ze stali profilowej. Rozmieszczenie dźwigarów nośnych powinno być takie, aby umożliwiała przejście kubłów, pomp, pionu środkowego, rurociągów i lutniociągów. Obrzeże pomostu powinno być oddalone od ściany szybu o 20 cm. W przypadku gdy pomost wiszący ma przechodzić między belkami przedziałowymi, obrzeże musi być oddalone od belek i ścian również o 20 cm. Pomost powinien być wyważony, aby w czasie jazdy nie przechylał się na boki i nie zahaczał o zbrojenie lub obudowę.

Dla wznoszenia obudowy i zbrojenia szybu wykonuje się pomosty pełne. Mogą to być pomosty jednopiętrowe (rys. 80) i pomosty dwupiętrowe (rys. 81). Pomosty dwupiętrowe zapewniają większe postępy przy zbrojeniu szybu, gdyż wtedy z dolnego pomostu wykuwa się gniazdko, a z górnego zakłada zbrojenie. Dla wznoszenia obudowy pomosty dwupiętrowe stosuje się przy pracy długimi odcinkami lub sposobem równoległym, gdyż wtedy z górnego pomostu zdejmuje się obudowę tymczasową, zaś z dolnego wykonuje się obudowę ostateczną.

Dla cementacji obudowy i zakładania przewodników wykonuje się pomosty dwu- i trzypiętrowe. Zasadnicza konstrukcja pomostu (bez elementów umożliwiających zakrycie całego przekroju szybu) powinna się mieścić pomiędzy belkami zbrojenia (w przedziale wyciągowym).

Dla umożliwienia swobodnego i bezpiecznego dojścia do ścian szybu w celu wykonania wiercenia otworów i cementacji, pomosty tego typu mają wysuwane segmenty w kształcie półkola, zakrywające cały przekrój szybu.

W czasie pracy pomosty zakrywając cały szyb spoczywają na ryglach wspartych w gniazdko obudowy szybowej, a pomosty zakrywające przedział wyciągowy spoczywają na ryglach wysuniętych i wspartych na belkach zbrojenia szybu (rys. 82 a). Zamiast rygli używa się niekiedy haków (rys. 82 b).

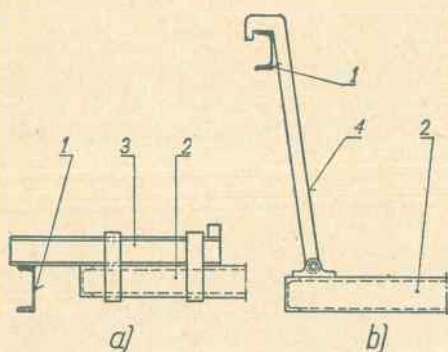
Do zawieszania pomostu stosuje się specjalne zawiesia, konstruowane indywidualnie w zależności od zbrojenia szybu i rozmieszczenia kubłów (rys. 83).

Niekiedy pomost zawiesza się do dwóch wind o napędzie ręcznym lub mechanicznym. W tym przypadku pomost łączy się z liną wyciągową za pomocą dwóch zawiesi kubłowych nośności 4,0 t, połączonych chomątami przymocowanymi do konstrukcji pomostu (rys. 83 a).

Szczegóły konstrukcji zawiesia pomostów wiszących przedstawia rys. 84.

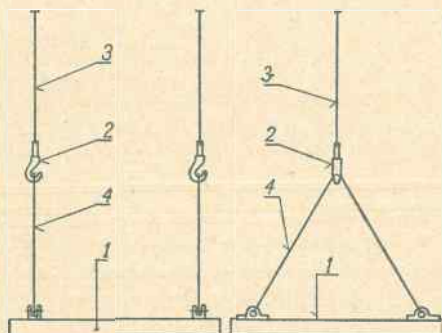
Pokrycie pomostów wykonuje się z blach ryflowanych lub z bali grubości 50 mm.

Każdy pomost wiszący powinien być obliczony na wytrzymałość. Przed przystąpieniem do obliczeń należy ustalić przeznaczenie pomostu oraz konstrukcję głównych elementów nośnych i zawiesia. Następnie należy założyć warunki obciążenia pomostu. Na obciążenie to składa się: ciężar



Rys. 82. Schemat umocowania pomostu w szybie na belkach sztybowych

a — za pomocą tygli, b — za pomocą haków,
1 — belka zbrojenia szybu, 2 — konstrukcja pomostu, 3 — rygiel, 4 — hak



Rys. 83. Schemat zawieszania pomostu wiszącego na dwu linach wyciągowych

1 — pomost wiszący, 2 — zawiesie, 3 — lina wyciągowa, 4 — liny nośne boczne

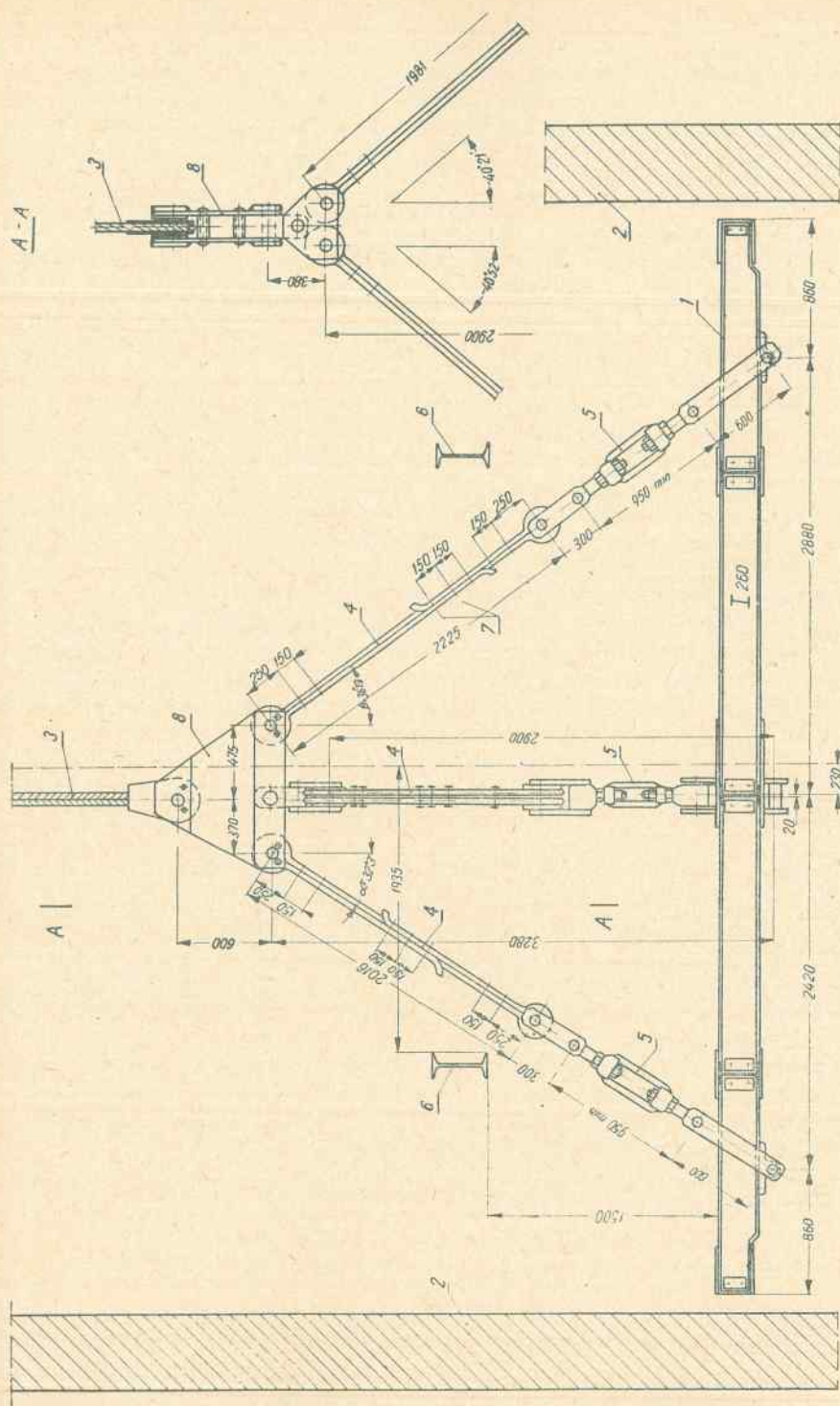
pomostu wraz z pokryciem, ciężar maszyn i narzędzi (np. pompa cementacyjna przy cementacji szybu), materiałów oraz ciężar ludzi pracujących na pomoście. Elementy pomostu wiszącego wylicza się przy założeniu ustalonych statycznych obciążeń oraz przyjętej konstrukcji pomostu.

Współczynnik bezpieczeństwa przyjmuje się za równy 10 w stosunku do największego obciążenia statycznego. Dla lin pomostu stosuje się współczynnik bezpieczeństwa równy 7. Takie elementy zawiesia jak ciężła i sworznie, powinny być wykonane z wysoko gatunkowej stali, której cechy powinny być potwierdzone atestem hutniczym. Po przeliczeniu konstrukcji dobiera się ostateczne profile kształtowników oraz wykonuje się rysunki warsztatowe. Następną z kolei czynnością jest obliczenie urządzenia wyciągowego pomostu, które wykonuje się w sposób opisany przy urządzeniu wyciągowym dla kubłów. Całość przeliczeń wraz ze świadectwami użytych materiałów atestowych nosi nazwę aktu koncesyjnego i wymaga zatwierdzeń władz górniczych.

4. Urządzenia wentylacyjne i przewietrzanie szybów

Głębianie szybów w skałach nadkładowych bez robót strzałowych prowadzić można do głębokości 30 m, a niekiedy i 50 m stosując przewietrzanie naturalne przez dyfuzję. Ruch kubłów oraz opad wody wypływającej spoza obudowy stwarzają odpowiednie warunki dla wymiany powietrza, wskutek czego zachodzą korzystniejsze warunki dla przewietrzania przodków sztybowych przez dyfuzję, aniżeli innych wyrobisk korytarzowych kopalni.

Sztuczne przewietrzanie szybu stosuje się przede wszystkim w celu usunięcia z przodku szkodliwych gazów postrzałowych oraz gazów wy-



Rys. 84. Zawieszanie pomostu wiszącego

1 — pomost wiszący, 2 — obudowa szybu, 3 — lina nośna pomostu, 4 — śruby nośne pomocnicze, 5 — śruby rzymskie, 6 — belki zbrojenia szynowego, 7 — ścisłki na linę, 8 — blacha węzłowa zawieszania

dzielających się ze skał (metan, dwutlenek węgla) przez dostarczanie z powierzchni świeżego powietrza odpowiednimi środkami mechanicznymi.

Właściwe przewietrzanie przodku jest ważnym czynnikiem, mającym wpływ nie tylko na higieniczne warunki pracy w szybie, lecz również ze względów na bezpieczeństwo pracy (usuwanie gazów wybuchowych, trujących i duszących) oraz ze względu na postęp głębienia szybu (szybsze przewietrzanie po strzałach).

Wydaźność oraz typ wentylatora powinno się dobierać biorąc pod uwagę konieczność szybkiego usunięcia z przodku gazów postrzałowych.

Dla szybów głębionych z powierzchni, a nie mających połączenia wentylacyjnego z kopalnią, wentylator instaluje się na powierzchni w odległości do 20 m od szybu. Niekiedy dla uintensywnienia przewietrzania przodku szybu wykorzystuje się przewietrzanie kopalni, instalując w podszybiu głębionego szybu wentylator pomocniczy.

Szyb przewietrza się lutniami. Dla uzyskania lepszych warunków przewietrzania lutnie doprowadza się możliwie blisko przodku (10 do 16 m). Stosuje się zazwyczaj wentylację tłoczącą (przez lutnie), gdyż zapewnia to korzystniejsze warunki przewietrzania.

Zarówno gazy postrzałowe, jak i wydobywające się ze skał szkodliwe gazy (poza dwutlenkiem węgla), mają dążność do unoszenia się do góry. Przepływają pełnym przekrojem szybu wypychane przez świeże powietrze podawane do przodku szybowego lutniociągami.

Intensywność przewietrzania szybu musi być największa po odpaleniu ładunków materiału wybuchowego. Później, po przewietrzeniu przodku wentylator może być okresowo zatrzymywany. W tym też celu zabudowuje się niekiedy wentylator lutniowy, który uruchamia się na okres postoju wentylatora stacjonarnego.

W szybach gazowych z dopływem metanu wentylacja musi być czynna bez przerwy. W szybach tych instaluje się dwa wentylatory, które pracują równocześnie po strzałach oraz w okresach wzmożonego wypływu metanu.

W szybach głębokich w celu skrócenia czasu wentylacji szybu po strzałach, można stosować kombinowany system wentylacji ssąco-tłoczącej. W szybie zabudowuje się dwa lutniociągi, z których jeden tłoczy świeże powietrze, a drugi zasysa gazy postrzałowe. Wydajność wentylatora ssącego powinna być większa o 10 do 20% od wydajności wentylatora tłoczącego. Po usunięciu gazów postrzałowych szyb przewietrza się wentylatorem tłoczącym.

Obliczenie ilości powietrza potrzebnej do przewietrzania przodku szybowego. Wyznaczenie ilości powietrza potrzebnej do przewietrzania przodku przeprowadza się przy założeniu czasu, w jakim gazy postrzałowe mają być rozrzedzone do dopuszczalnego stężenia.

Potrzebną ilość powietrza oblicza się z wzoru:

— przy przewietrzaniu tłoczącym

$$Q_t = 5 \cdot \frac{V_{sz}}{t} \cdot \sqrt{\frac{C_o}{C} \cdot \frac{1}{H}} \quad \text{m}^3/\text{min} \quad (79)$$

— przy przewietrzaniu kombinowanym

$$Q_k = 5 \cdot \frac{V_p}{t} \cdot \frac{C_o}{C} \cdot \frac{1}{H_s} \quad \text{m}^3/\text{min} \quad (80)$$

gdzie

- V_{sz} — objętość przewietrzanego szybu ($H \cdot S$), m^3 (H — głębokość szybu, m , S — przekrój poprzeczny szybu, m^2),
 t — założony czas przewietrzania szybu wynoszący od 15 do 30 min,
 C_0 — początkowa koncentracja tlenu węgla w strefie wyrzutu gazów po strzałach, w procentach objętości,
 C — maksymalna dopuszczalna koncentracja tlenu węgla w wpływającym z szybu powietrzu, przyjmowana w wysokości 0,02%,
 H — głębokość szybu, m ,
 V_p — objętość strefy przodkowej od czoła przodku szybu do końca ciągu lutni ssących, m^3 ,
 H_s — odległość od czoła przodku szybu do końca ciągu lutni ssących, m .

Początkową koncentrację tlenu węgla można określić z wzoru

$$C_0 = \frac{A \cdot W}{10V_{sw}} \quad (81)$$

gdzie

- A — ilość materiału wybuchowego odstrzelonego jednocześnie w przodku, kg ,
 W — przeliczeniowa ilość tlenu węgla tworzącego się podczas wybuchu z 1 kg materiału wybuchowego, przyjmowana według przepisów bezpieczeństwa w wysokości 100 l/1 kg materiału wybuchowego, niezależnie od jego rodzaju,
 V_{sw} — objętość strefy wyrzutu gazów trujących, m^3 .
 Objętość tę określa się z wzoru

$$V_{sw} = \left(15 + \frac{A}{5}\right) \cdot S_{wyl} \quad m^3 \quad (82)$$

gdzie S_{wyl} oznacza powierzchnię poprzecznego przekroju szybu w wylocie, m^2 .

Wyliczone powyższymi wzorami ilości powietrza są teoretyczne, gdyż należy wziąć pod uwagę jego straty wynikłe wskutek ucieczek przez nieszczelności lutni (na połączeniach). Straty te uwzględnia się, mnożąc uzyskane z wyliczenia ilości powietrza przez współczynnik strat.

Współczynnik strat powietrza w lutni, powstałych wskutek ucieczek powietrza przez nieszczelności w połączeniach, oblicza się z wzoru

$$p = \left(\frac{1}{3} d \cdot k \cdot \frac{L}{m} \sqrt{R + 1}\right)^2 \quad (83)$$

gdzie

- d — średnica lutni wentylacyjnych, m ,
 k — współczynnik ucieczek powietrza przez połączenia,
 L — długość ciągu lutni wentylacyjnych, m ,
 m — długość jednej lutni, m ,
 R — opór aerodynamiczny całego ciągu lutni.
 Dla przekroju okrągłego R wynosi

$$R = \frac{6,5 \cdot \alpha \cdot L}{d^5} \quad (84)$$

gdzie α oznacza współczynnik aerodynamiczny oporu lutni.

Wynosi on średnio:

dla lutni metalowych średnicy 300 do 400 mm . . .	0,00040
dla lutni metalowych średnicy 500 do 600 mm . . .	0,00035
dla lutni metalowych średnicy 1000 mm	0,00030

Wartość współczynnika k przyjmuje się

$$k = 0,001 \div 0,002$$

— dla lutni metalowych kołnierзовych, uszczelnionych uszczelkami tekturowymi, pasem płótna nasyczonego ciekłym asfaltem i powleczonym pastą miniową lub bandażem gumowym

$$k = 0,003 \div 0,005$$

— dla lutni kołnierзовych, uszczelnianych uszczelkami tekturowymi, pasem płótna oraz zaprawą glino-cementową

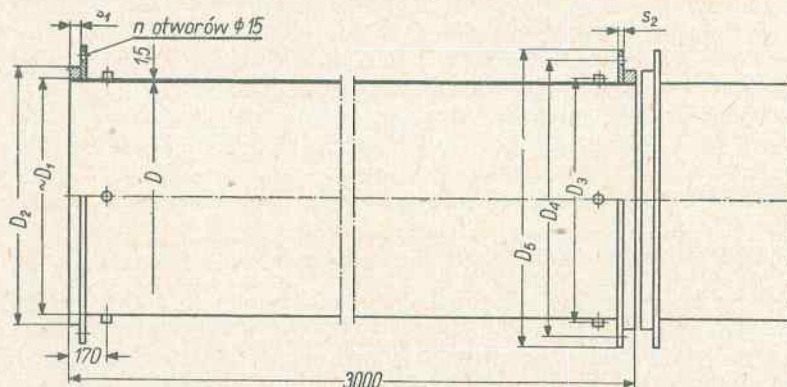
$$k = 0,008 \div 0,01$$

— dla lutni kołnierзовych, bez uszczelnienia i powlekania pastą, a jedynie dobrze ściągniętych śrubami.

Ciśnienie statyczne (depresję) przy lutniach dobrze uszczelnionych oblicza się z wzoru

$$h_{st} = R \cdot (p \cdot Q_{przod})^2 \quad (85)$$

gdzie Q_{przod} oznacza obliczeniową ilość powietrza wtłaczanego bezpośrednio do przodku lub też zasysanego z przodku bez uwzględnienia strat, m³/sek.



Rys. 85. Lutnia kołnierzowa szybowa

Ciśnienie lub depresję całkowitą, uwzględniając ciśnienie (depresję) dynamiczne, przyjęte stosownie do charakterystyki stosowanego wentylatora, oblicza się z wzoru

$$h = h_{st} + h_{dyn}$$

Potrzebną moc wentylatora oblicza się z wzoru

$$N = \frac{h \cdot Q_w}{102 \cdot \eta} \quad \text{kW} \quad (86)$$

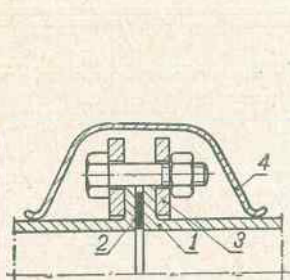
gdzie

Q_w — wydajność wentylatora, m³/sek,

η — współczynnik sprawności wentylatora;

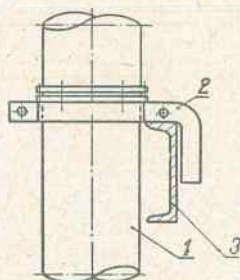
(dla małych wentylatorów o wydajności 300 m³/min wynosi on 0,4, dla dużych wentylatorów wydajności powyżej 300 m³/min wynosi do 8,7).

Szyb przewietrza się za pomocą zespołu złożonego z szeregu lutni i wentylatora. Lutnie wentylacyjne są to rury o średnicy 300, 400, 500, 600 i 700 mm wykonane z blachy 2 lub 3 mm grubości. Na obu końcach każdej lutni są zgrubienia, utrzymujące luźne kołnierze z otworami na śruby, którymi łączy się poszczególne lutnie między sobą (rys. 85). Dla zabezpieczenia przed agresywnym działaniem wód szybowych lutnie cynkuje się od zewnątrz i od środka lub też powleka lakierami. Długość poszczególnych lutni wynosi 2 lub 3 m. Połączenie lutni wykonuje się za pomocą śrub M12 $\times$ 6 w liczbie 6 do 10 sztuk. Pomiedzy styki lutni zakłada się uszczelki tekturowe. Przestrzeń pomiędzy pierścieniami łączącymi wypełnia się pastą miniową lub zaprawą glino-cementową. Niekiedy całość obwija się jeszcze bandażem z juty lub gumy (rys. 86).



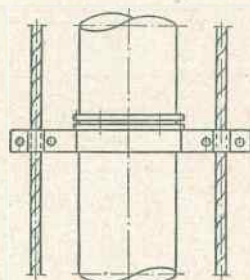
Rys. 86 (z lewej). Uszczelnienie połączenia lutni kołnierzowych za pomocą bandażu z taśmy gumowej

1 — ścianki lutni, 2 — uszczelka, 3 — kołnierze łączące lutnie, 4 — bandaż gumowy



Rys. 87 (w środku). Umocowanie lutniociągu na belkach szybowych

1 — lutnia, 2 — uchwyt, 3 — belka szybowa



Rys. 88 (z prawej). Podwieszenie lutniociągu na linach

Lutnie wentylacyjne mogą być przymocowane w szybie do obudowy szybu, zbrojenia szybowego lub też zawieszone na linach. W polskim budownictwie szybowym stosuje się najczęściej drugi sposób (rys. 87). Lutnie zamocowuje się do obudowy albo zawiesza na linach w tym przypadku, jeżeli głębienie szybu wykonuje się bez równoczesnego zbrojenia, co ma np. miejsce przy równoległym sposobie głębienia. Lutniociąg zawiesza się wtedy na dwóch linach o średnicy 30 do 36 m, przymocowując poszczególne lutnie do lin obejmkami z płaskownika 60 $\times$ 10 mm (rys. 88). Średnicę liny stalowej dobiera się z takim wyliczeniem, by mogła wytrzymać obciążenie równe połowie ciężaru lutniociągu przy zachowaniu sześciokrotnego współczynnika bezpieczeństwa. Liny nawija się na dwa wolnobieżne kołowroty z napędem elektrycznym. Wychodzące na powierzchnię lutnie łączy się za pomocą kolana i poziomo ułożonego odcinka lutni z wentylatorem.

Przedłużenie lutniociągu zawieszonego na linach wykonuje się na powierzchni, rozpinając lutniociąg na połączeniu z kolaniem i dopinając kolejno lutnię. Liny, w miarę dopinania lutni i umocowania ich do lin przewodniczych, odwija się stopniowo, opuszczając lutniociąg w dół.

Przedłużenie lutniociągu zawieszonego na belkach przewodniczych lub zamocowanego do obudowy wykonuje się podpinając lutnie do dolnego końca lutniociągu. Prace te wykonuje się z kubła lub z pomostu wiszącego.

Dla zapewnienia dobrego przewietrzania koniec lutniociągu powinien

się znajdować możliwie blisko przodku. Maksymalną odległość lutni od przodku przy przewietrzaniu tłoczącym określa wzór

$$l < 6 \sqrt{S} \text{ m} \quad (87)$$

gdzie

l — odległość końca lutni od przodku, m,

S — powierzchnia poprzecznego przekroju szybu w wyłomie, m^2 .

Przy ssącym przewietrzaniu odległość ta powinna wynosić

$$l \leq 3 \sqrt{S} \text{ m} \quad (88)$$

W celu uintensywnienia przewietrzania lutniociąg blaszany przedłuża się za pomocą lutniociągu parcianego na odległość 12 do 16 m od dna szybu.

W warunkach szybu gazowego właściwe przewietrzanie przodku jest sprawą szczególnie ważną. Oprócz normalnych przepisów należy przestrzegać szeregu dodatkowych zaleceń.

W projekcie technicznym głębienia szybu należy na podstawie posiadanego rozeznania geologicznego wykazać horyzonty gazonośne w celu wcześniejszego przygotowania się do wypływu gazu.

Zabudowania na powierzchni służące do głębienia szybu powinny być tak rozmieszczone, by używane w nich źródła światła otwartego były oddalone od osi szybu najmniej o 20 m.

W czasie prowadzenia wyrobiska w skałach wydzielających gaz wybuchowy należy w miarę możliwości obudowę ostateczną prowadzić bezpośrednio za wyłomem, aby uniknąć zwiększonego wypływu gazu. Belki zbrojenia należy bardzo starannie obmurowywać.

Przy prowadzeniu bezpośrednio z szybu wyrobisk poziomych należy stosować taki rozkład otworów strzałowych, by nie powodować powstawania wyrw i dzwonów w stropie, w których może się gromadzić metan. W przypadku konieczności wykonania wyrobiska poziomego z szybu długości przekraczającej 4 m (od ściany szybu), należy w nim zabudować lutniociąg i uruchomić wentylację ssącą do szybu, zapewniającą przepływ powietrza przez poziome wyrobisko. Koniec wylotowy lutniociągu powinien być skierowany w górę szybu.

W partiach skalnych szybów gazowych, w których na podstawie otworu badawczego stwierdzono występowanie metanu, należy prowadzić wyprzedzające otwory badawcze w liczbie co najmniej trzech, przy czym długość każdego z nich powinna wynosić przynajmniej dwukrotną głębokość otworów strzałowych, najmniej jednak 4,0 m.

Przy zbliżaniu się przodku szybu do pokładów węgla albo warstw skalnych, z których spodziewane jest wydzielanie się wody i gazu, długość otworów badawczych powinna być powiększona do trzechkrotnej długości otworów strzałowych.

Szyby gazowe należy przewietrzać wentylatorami stacjonarnymi, umieszczonymi na powierzchni w odległości 10 do 20 m od szybu. Połączenie wentylatora z lutniociągiem w szybie należy wykonać możliwie w prostej linii, unikając ostrych załamań lutniociągu.

Dla zapobiegania gromadzeniu się metanu pod pomostami bezpieczeństwa, roboczym i innymi, należy w nich zabudowywać przeloty lutniowe. W pomoście roboczym oraz w znajdującym się poniżej niego pomoście bezpieczeństwa należy zabudowywać lutniociąg. Lutniociąg ten powinien być wyprowadzony od szybu poza wieżę.

Wszystkie przelewowe komory pomp oraz wloty podszybi dłuższe niż 4,0 m, wykorzystywane jako komory przelewowe, powinny być zaopatrzone w lutniociąg umieszczony pod stropem wyrobiska, skierowany jednym końcem do szybu, na którym należy zabudowywać wentylator powietrzny zasysający powietrze z komory do szybu.

Oprócz dwu wentylatorów stacjonarnych, na każdym szybie powinny się znajdować dwa wentylatory lutniowe, zdolne do podłączenia w przypadku awarii wentylatorów stacjonarnych. Pożądane jest, by wentylatory były zasilane z dwóch niezależnych źródeł energii elektrycznej.

Z chwilą przerwania z jakichkolwiek przyczyn wentylacji w szybie, ludzie znajdujący się w nim powinni być usunięci, jeżeli nagromadzenie metanu w przodku wyniesie powyżej 2%. Wejście ludzi do szybu po przerwie w wentylacji jest dozwolone, jeżeli osoba dozoru stwierdzi, że nagromadzenie metanu w przodku nie przekracza 2%. Przebywanie ludzi w szybie przy nagromadzeniu metanu powyżej 2% i przerwaniu wentylacji dozwolone jest jedynie dla usunięcia przerwy w wentylacji, przy czym czynności te muszą być wykonywane pod bezpośrednim kierownictwem osoby dozoru.

W przypadku zatapiania szybu przez wdzierającą się wodę o przepływie większym niż wydajność pomp, należy w miarę podnoszenia się lustra wody skracać lutniociąg, aby nie dopuścić do zatopienia końca lutniociągu tłoczącego świeże powietrze. Pomiary ilości metanu należy wykonywać możliwie najbliżej lustra wody, przynajmniej co 30 min. Pracę pomp należy utrzymać do czasu podejścia lustra wody pod komorę pomp lub do czasu, gdy zawartość metanu przekroczy 2%. Po zatrzymaniu pracy pomp należy wyłączyć spod napięcia kabel zasilający pompy i w miarę możliwości usunąć sprzęt elektryczny.

Przy zaniku dopływu prądu, trwającym dłużej niż 10 min, w szybach gazowych należy wyciągnąć natychmiast na powierzchnię załogę dołową, stosując tzw. metodę przeciwwagi, lub, gdy jest to możliwe, nakazać wyjście drabinami. Metoda przeciwwagi polega na wyciąganiu ciężaru z szybu (w tym przypadku ludzi), posługując się dla obciążenia drugiej liny kubłem wypełnionym urobkiem. Jazdę można powtarzać kilkakrotnie, wydławując na dole urobek z kubła lub odpinając i zapinając z kolei na powierzchnię nowy kubeł ładowny.

Po stwierdzeniu zaniku prądu należy odłączyć spod napięcia wszystkie urządzenia elektryczne tak na dole, jak i na powierzchni, łącznie z urządzeniami pomocniczymi. Pomiary zawartości metanu należy wykonywać na zrębie szybu przy otwartych klapach szybowych.

Dla każdego szybu kierownik budowy jest obowiązany prowadzić Książkę przewietrzania przodku według wzoru ustalonego przez władze górnicze. W książce tej dozór zmianowy powinien wpisywać zawartość gazów w przodku.

Kontrolę zawartości metanu w głębinowych szybach należy wykonywać następująco:

Przed zjazdem do szybu na początku zmiany lub po strzałach upoważniony przodowy w obecności dozoru powinien obświecić benzynową lampą wskaźnikową wylot klap pomostu roboczego w zrębie szybu, a następnie otwór przelotowy kubłów w pomoście bezpieczeństwa, pod zrębem szybu.

Po stwierdzeniu nieobecności metanu lub też w ilości poniżej 1%, dozór wraz z przodowym, trzymającym lampę wskaźnikową, zjeżdżają w kubeł z prędkością do 1,0 m/sek. W czasie jazdy lampę wskaźnikową

należy trzymać na wysokości oczu na krawędzi kubła i obserwować zmiany zachodzące w długości płomienia lampy. Dozór powinien również zabrać pipety dla pobrania próbek powietrza do analizy.

W przypadku stwierdzenia w czasie jazdy obecności metanu powyżej 1% dozór powinien dać sygnał dla zatrzymania kubła, po czym wspólnie z przodowym powinien zbadać zawartość metanu wokół kubła na odległość wyciągniętej ręki. W przypadku stwierdzenia ilości metanu nie przekraczającej 1% dozór daje sygnał do dalszej jazdy w dół. Po stwierdzeniu zawartości metanu w ilości 2% i wyżej dozór daje sygnał do wyjazdu do góry.

Lampę należy chronić przed zgaszeniem przez kapiącą wodę lub przez silny powiew powietrza. W przypadku gdy zagaszenie lampy spowodowane było dużą zawartością metanu lub wybuchem w lampie, dozór powinien również dać sygnał do wyjazdu.

Jeżeli w czasie jazdy dojdzie do zapalenia się metanu w lampie, należy ją spokojnie wycofać ze strugi metanu i zgasić przez owinięcie wilgotnym kawałkiem ścierki (50×50 cm). W razie braku ścierki należy posłużyć się ubraniem ochronnym. W czasie tej czynności należy unikać gwałtownych ruchów i przechylania lampy.

Po stwierdzeniu na zrebie szybu lub w szybie ilości metanu ponad 2% dozór powinien dać polecenie wyłączenia dopływu prądu do szybu, usunąć zbędnych ludzi znajdujących się na powierzchni poza strefę niebezpieczną i przeprowadzić kontrolę działania urządzeń wentylacyjnych. Przez wzmoczenie ich pracy, otwarcie zasuw i uruchomienie drugiego wentylatora należy dążyć do skrócenia czasu przywrócenia w przodku szybowym normalnych warunków bezpieczeństwa pracy.

Po upływie dwukrotnego czasu potrzebnego na wyjście powietrza z dna szybu od chwili ukończenia czynności mających na celu wzmocnienie wentylacji (dwukrotna wymiana powietrza w szybie) przodowy wraz z dozorem dokonują ponownego zjazdu, badając zawartość metanu w sposób podany wyżej.

W przypadku niestwierdzenia ilości metanu powyżej 2% kontynuują zjazd przeprowadzając badania aż do dna szybu, jeżeli szyb nie jest zatopiony; jeżeli szyb jest przytopiony obświetlają z kubła przestrzeń nadwodną po jego zatrzymaniu nad zwierciadłem wody.

Po zjechaniu na dno suchego szybu i wyjściu z kubła przodowy obświetla przodek szybu lampą trzymaną na wysokości oczu, obchodząc wokół ocios. Następnie zawiesza lampę wraz z wilgotną ścierką na wysokości 1,50 m od dna szybu naprzeciw linki sygnałowej. Po stwierdzeniu, że zawartość metanu nie przekracza 2% wykonuje się normalne prace w szybie.

Badania na obecność metanu muszą być wykonywane w przodku oraz w przelocie kubłowym najniższego pomostu bezpieczeństwa na początku każdej zmiany, przed załadowaniem otworów, po odpaleniu i przewietrzeniu oraz co dwie godziny w czasie pracy (w tym ostatnim przypadku na dnie szybu).

Przynajmniej raz na dobę po odpaleniu strzałów i przewietrzeniu należy zbadać zawartość metanu pod wszystkimi pomostami szybowymi oraz we wszystkich nieczynnych wnękach i podszybiach.

Równoległe z benzynową lampą wskaźnikową stosować należy do oznaczania ilości metanu metanomierz typu dopuszczonego przez władze górnicze.

Oprócz pomiarów doraźnych za pomocą lampy i metanomierza, należy

pobierać próbki do pipet z dna szybu i spod najniższego pomostu. Tak samo należy postępować w przypadku stwierdzenia zawartości metanu ponad 1% oraz w przypadkach wątpliwych.

Laboratorium analizy gazów oraz środki do szybkiego transportu pipet muszą być czynne przez całą dobę w pobliżu głębinowego szybu gazowego.

Używane do pomiarów w szybach benzynowe lampy wskaźnikowe powinny mieć po zapaleniu zapalniczkę unieruchomioną.

W czasie wykonywania pomiarów lampą wskaźnikową lampy szybowe oraz lampy przeciskowe powinny być wygaszone.

Charakterystykę stosowanych wentylatorów łutniowych przedstawiono w tabl. 57.

Charakterystyczne dane produkowanych łutni podane są w tabl. 58.

Charakterystykę stosowanych stacjonarnych wentylatorów dla przewietrzania szybów w czasie głębinienia podano w tabl. 59.

Tablica 57

Charakterystyka techniczna wentylatorów łutniowych

Wyszczególnienie	Wentylatory			
	pneumatyczne		elektryczne	
	WLP-400	WLP-500	WLE-400	WLE-600
Wydajność, m ³ /min	160	105	80	280
Ciśnienie statyczne, mm sł. wody	25	31	60	105
Ciśnienie robocze napędu	4	4	—	—
Zużycie powietrza, m ³ /godz	100	150	—	—
Moc, kW	—	—	1,7	7
Długość ciągu łutni, m	125	200	160	300
Ciężar, kg	38,0	49	108	196

Tablica 58

Charakterystyka techniczna łutni

Srednica wewnętrzna, mm	400	500	600	700
Długość, mm	2000	2000	2000	3000
Srednica zewnętrzna kołnierza, mm	500	600	700	800
Grubość blachy, mm	1,5	1,5	1,5 2,0	1,5
Liczba śrub i rodzaj, mm	8-M 12 × 70	8-M 12 × 70	10-M 12 × 70	12-M 12 × 70
Ciężar, kg/szt	58	74,5	57,3 86,0	100,0

Tablica 59

Charakterystyka wentylatorów stacjonarnych

Wyszczególnienie	Wentylatory stacjonarne				
	Montana	SHLM Olkusz	MUP- ZSRR	SW-50 Malbork	SW-60
Wydajność, m ³ /min	400	500	2280	10 500	16 300
Ciśnienie statyczne, mm sł. wody	160	600	330	280	375
Moc, kW	25 ÷ 28	110	125	11,6	28,2
Napięcie znamionowe, V	500	500	500	500	500
Liczba, obr/min	1000	1450	1450	1000	1000
Srednica ssania (tłoczenia), mm	500	600	600	500	600

5. Urządzenia, sposoby i organizacja odwadniania szybów w czasie głębenia

W czasie głębenia szybów przebijane są warstwy skalne o różnych warunkach hydrogeologicznych. Głębienie szybu bez dopływu wody na ziemiach polskich jest zjawiskiem bardzo rzadkim. Zachodzi ono w przypadku przebijania utworów o dużej miąższości skał wodonieprzepuszczalnych i niewodonośnych oraz w przypadku dokonanego odwodnienia skał wodonośnych i wodoprzepuszczalnych przez górnicze roboty podziemne lub odciążenie wód otworami wiertniczymi (np. odciążenie wód dla wodociągów z byłej kopalni Rozalia w Dąbrowce Wielkiej).

Za szyby o nieznacznym przypiływie wody uważa się te szyby, w których dla wydawania wody na powierzchnię nie zachodzi konieczność zastosowania specjalnych urządzeń odwadniających. W tym przypadku wodę na powierzchnię wydaje się kublami przy wybieraniu urobku. Granica stosowalności tego sposobu odwadniania związana jest w pierwszym rzędzie z wydajnością urządzenia wydobywczego. Praktycznie dopływ wody ponad 20 l/min nie opłaca się zwalczać przy użyciu urządzenia wyciągowego.

Woda występująca w przodku szybowym stanowi jeden z głównych czynników hamujących postęp głębenia. Duży przypiływ wody wpływa ujemnie na pracę górników, ich zdrowotność, manipulacje z pompami zajmują sporo czasu, wiercenie otworów strzałowych i odpalenie są utrudnione, zaś jakość obudowy ostatecznej ulega pogorszeniu. Przerwy w normalnej pracy urządzeń odwadniających psują zorganizowany cykl robót. Z tych też względów prawidłowe zorganizowanie odwadniania ma dla postępu głębenia duże znaczenie.

Ażeby uwypuklić trudności, jakie nasuwa nawet nieznaczny przypiływ wody 50 l/min do szybu średnicy 8,0 m w wyłomie, podano następujące przeliczenie: całkowity dopływ wody do szybu w ciągu jednej doby (24 godz) wynosi 73 m³, czyli ponad 73 t. Całkowity ciężar urobionej w ciągu 1 doby skały, przy założeniu postępu 1 m, wynosi około 50 m³, tj. około 120 t. Z powyższego przeliczenia wynika, iż niewielki przypiływ wody do szybu 50 l/min daje w efekcie ciężar równy 2/3 ciężarowi urobionej w ciągu doby skały. Przy mniejszej średnicy szybu stosunek ten jest jeszcze bardziej niekorzystny.

Większość głębianych na ziemiach polskich szybów ma większe dopływy wody aniżeli 50 l/min. Wraz ze wzrostem dopływu wody oraz głębokości szybu rosną trudności w odwadnianiu. Obecnie uważa się, że dopływ wody do szybu w ilości 500 l/min stanowi granicę stosowalności zwykłej metody głębenia. Przy większym dopływie wód zachodzi konieczność stosowania metod specjalnych, jak wyprzedzająca cementacja skał, silikatyżacja lub zamrażanie. Dopływ wody do szybu nie jest stały, zmienia się on w zależności od przebijanych skał, głębokości szybu, oraz pory roku. Przy głębeniu szybu może on wynosić od kilkudziesięciu litrów na minutę, do kilkunastu metrów sześciennych na minutę. Np. przypiływ wody przy głębeniu szybów dla kopalni rudy żelaznej Dębowiec w rejonie częstochowskim osiągał 10 do 11 m³/min w jednym szybie.

Wpływ wody ze skały może być jednostajny lub pulsujący. Ten ostatni zachodzi w przypadku równoczesnego wydzielania się gazu (metanu) razem z dopływającą wodą lub gdy wody dopływają z podwodnych zbiorników typu krasowego (przykład dopływ wód w szybie I kopalni Moszczenica albo w szybach kopalni rud miedzi Lubichów).

Przy przebijaniu poszczególnych warstw skalnych najbardziej wodonośnymi okazują się powierzchnie zetknięcia poszczególnych warstw skalnych, linie spękań i uskoki.

Podstawowym warunkiem prawidłowego rozwiązania sposobu odwadniania w czasie głębienia jest dokładna znajomość stosunków hydrogeologicznych w miejscu głębienia szybu.

Przy ustalaniu sposobu odwadniania należy mieć na uwadze następujące czynniki:

- Ilościowy dopływ wód z poszczególnych horyzontów wodnych i wysokość ich naporu.
- Konieczność ciągłego przemieszczania pomp w miarę zwiększania się głębokości szybu, jak również możliwość szybkiego wyciągania i opuszczania pomp w czasie wykonywania robót strzelniczych.
- Rozlokowanie urządzeń odwadniających w tarczy szybu lub zaplanowanie budowy pośrednich komór dla pomieszczenia pomp i zbiornika wód.
- Uchwycenie możliwie największej ilości wody spływającej po obudowie w celu ograniczenia dopływu wody do przodku oraz usunięcia siąpania wody w szybie.
- Możliwość wykonania zbiorników wodnych w postaci komór wydrążonych w skale lub zbiorników żelaznych na dźwigarach, jako odstożników dla zanieczyszczonej szlamem wody szybowej.

Zależnie od wielkości dopływu wody i głębokości szybu zwalcza się dopływającą do szybu wodę przez:

- bezpośrednie usuwanie (odpompowywanie) całej ilości wody dopływającej do szybu,
- ograniczanie dopływu wody do szybu drogą cementacji lub innego rodzaju uszczelnienia skał i obudowy szybu.

Granice stosowalności dwu sposobów wyznaczają względy ekonomiczne. Uważa się, że dopływ wody 500 l/min do przodku szybowego jest granicą z punktu widzenia ekonomicznego głębienia szybu bez sztucznego ograniczenia dopływu wody do szybu.

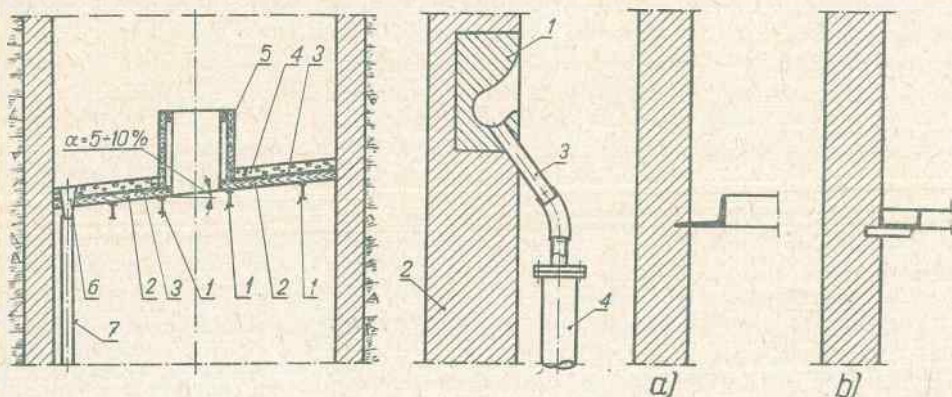
Z tych względów bardzo celowe jest ograniczenie dopływu wody spływającej po obudowie szybu do przodku albo spadającej pełnym przekrojem szybu w postaci kropel i strug. Uskutecznia się to przez wykonywanie w szybie poniżej strefy wodonośnej pomostów, tzw. okapowych (rys. 89), albo rynien na obudowie szybu. Rynny do uchwycenia wody wykonuje się bądź w obudowie, zamurowując odpowiednie kształtki (rys. 90), bądź stosuje się rynny wykonane ze stali o profilu ceowym lub kątowym (rys. 91 a i b). Pomosty okapowe wykonuje się z belek drewnianych, opartych na belkach przedziałowych i pokrytych balami grubości 50 lub 75 mm. Pomost uszczelnia się warstwą gliny i papy, a przy większej wysokości spadku wody — blachą. Dla uzyskania dobrego spływu wody zarówno pomost, jak i rynny mają nachylenie w kierunku rurociągu odprowadzającego wodę.

Wodę z pomostu lub rynny odprowadza się za pomocą leja podłączonego do rurociągu wężem gumowym.

Należy stwierdzić, że uchwycenie wody za pomocą pomostów daje lepsze efekty aniżeli za pomocą rynien. Pomost okapowy jest również pomostem bezpieczeństwa, gdyż pozostawia się w nim tylko przeloty dla kubłów, pionów, lutni i przedziału drabinowego. Jest on natomiast kosztowniejszy a wykonanie pomostu zajmuje sporo czasu (do 2 dni). Wymaga również rozebrania po ukończeniu głębienia szybu. Rynny okapowe mogą

być wykonane jako ostateczne wyposażenie dla uchwycenia wody, są mniej pracochłonne i mniej kosztowne. Dla prawidłowego ich działania należy je systematycznie oczyszczać.

Wodę uchwytą rynną okapową lub pomostem odprowadza się rurociągiem do zbiornika wodnego.



Rys. 89 (z lewej). Pomost okapowy w szybie

1 — belki nośne pomostu, 2 — bale, 3 — warsiwa papy, 4 — warstwa gliny z cementem, 5 — szczelne obicie przelotu (np. kubłowego) w pomoście, 6 — lej odprowadzający wodę, 7 — rurociąg odprowadzający wodę

Rys. 90 (w środku). Ujęcie wody do rynien okapowych z kształtowników betonowych
1 — kształtownik betonowy, 2 — mur szybowy, 3 — rurka odprowadzająca wodę z rynny, 4 — rurociąg odprowadzający wodę

Rys. 91 (z prawej). Ujęcie wody do rynien okapowych z kształtowników stalowych

a — stal profilowa L, b — stal profilowa C

Zbiornik wodny może być wykonany w postaci zbiornika z blachy, umieszczonego w przekroju szybu na dźwigarach, lub wydrążony w skale, w ścianie szybu. Zbiornik ten nosi wtedy nazwę komory wodnej lub przelewowej. Komorę wodną wykorzystuje się do pomieszczenia pomp stacjonarnych, powiększając odpowiednio jej wymiary.

Wodę z przodku szybowego usuwa się, zależnie od wielkości dopływu i głębokości szybu, różnymi sposobami:

- w naczyniach wyciągowych (kubłach),
- pompami przodkowymi,
- pompami przodkowymi i stacjonarnymi,
- pompami wiszącymi,
- pompami wiszącymi i stacjonarnymi,
- pompami głębinowymi,
- pompami inżektorowymi,
- pompami Mamut.

Odwadnianie kubłami

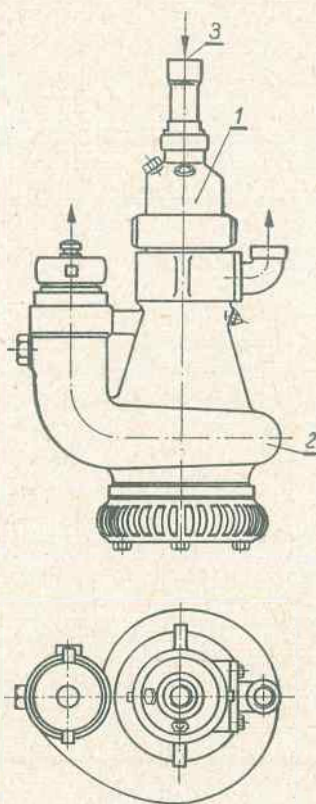
Jest to najprostszy sposób odwadniania. Stosować go można w czasie głębenia lub odwadniania zatopionych szybów. W czasie głębenia wodę, pochodzącą z siąpania, dolewa się wiadrami do urobku lub osobnymi kubłami wydaje się na powierzchnię. Należy stwierdzić, że odwadnianie kubłami odbywa się kosztem czasu przeznaczanego na czynności produk-

cyjne, tj. urabianie, ładowanie, murowanie. W celu zmniejszenia czasu napełniania kubła pożądane jest stosowanie lekkich pomp przenośnych odwadniających typu PW50. Charakterystyka tego typu pomp jest następująca:

Wydajność, m ³ /min	0,15 ÷ 0,5
Maksymalna wysokość podnoszenia, m sł. wody	18
Ciśnienie robocze powietrza sprężonego, atn	4 ÷ 5,0
Ciężar pompy, kg	19,0 ÷ 20,0

Pompa PW50 składa się z silnika pneumatycznego tłokowo-obrotowego (górną część pompy) oraz pionowej pompy odśrodkowej stanowiącej dolną część zespołu (rys. 92). Aby uniknąć zbytniego wzrostu liczby obrotów

Rys. 92. Pompa wodna typu PW-50
1 — silnik powietrzny, 2 — pompa odśrodkowa, 3 — wlot powietrza sprężonego



pompy w przypadku pracy pompy bez wody, zespół wyposażony jest w samoczynny regulator obrotów. Dla pompowania wody silnie zanieczyszczonej pożądane jest wyposażenie pompy w dodatkowy kosz ssawny.

Opisanego sposobu odwadniania nie stosuje się ze względów ekonomicznych przy dopływach wody do szybu większych niż 50 l/min.

Odwadnianie kubłami stosowane bywa czasami do odwadniania szybów zatopionych w przypadku, gdy do szybu nie ma dodatkowego przyływu wody lub gdy powstaje on w granicach podanych wyżej, a insta-

lacja pomp byłaby długotrwała i nieekonomiczna, np. z powodu dużej głębokości szybu.

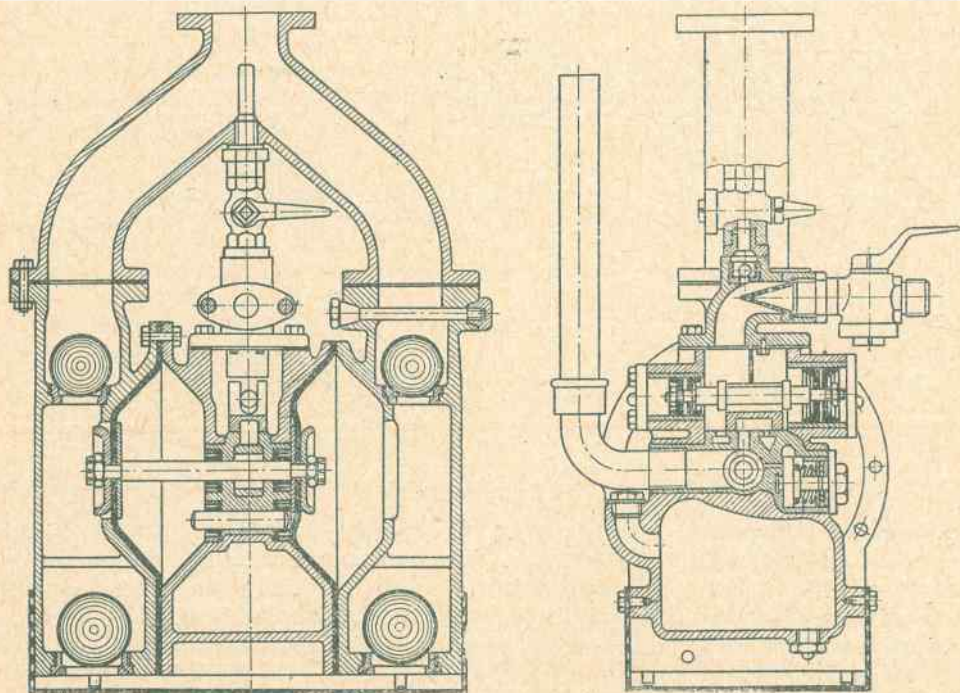
Do odwadniania tym sposobem stosuje się bądź normalne kubły urobkowe, bądź specjalne kubły wodne wyposażone w zawór denny otwierający się, pod wpływem nacisku wody od spodu (wypróżnianie), a zamykający się pod naciskiem wody znajdującej się w kuble (napełnienie). Tego rodzaju kubły skracają czas napełniania do 10 sek, a opróżniania kubła pojemności 1,5 m³ do 20 sek.

Tablica 60

Dane dotyczące odwadniania szybu kublami

	Średnia prędkość maszyny wyciągowej. m/sek						Pojemność kublów m ³
	2	4	6	8	10	14	
Wydajność, l/min	285	445	545	610	665	970	0,5
	422	667	817	915	997	1455	0,75
	570	890	1090	1230	1430	1940	1,0
	855	1335	1635	1830	1995	2910	1,5
	1140	1780	2180	2440	2660	3880	2,0

Uwzględniając przytoczone wyżej dane, efekty odwadniania dla głębokości szybu wynoszącej 150 m, według danych PBSz-Bytom, przedstawia tabl. 60, przy czym przyjęto w niej, że czas napełniania kubła wynosi 10 sek, a czas opróżniania — 20 sek.



Rys. 93. Przodkowa pompa szybowa przeponowa typu OP-80

Odwadnianie pompami przodkowymi

Odwadnianie szybów pompami przodkowymi ogranicza się przeważnie do szybów nie przekraczających 50 m głębokości, gdyż stosowane pompy przeponowe typu OP-80 (system Pleiger) działają sprawnie przy wysokości podnoszenia nie przekraczającej 50 m.

Stosuje się pompy przodkowe typu przeponowego lub tłokowego. Pompy przeponowe produkcji Zabrskiej Fabryki Maszyn są obecnie najczęściej stosowanymi pompami przodkowymi. Na rys. 93 pokazano przekrój podłużny tego typu pompy.

Charakterystyczne dane pompy typu OP-80 przedstawiają się następująco:

Wydajność, m ³ /min	0,3 ÷ 0,4
Maksymalna wysokość podnoszenia, m	45
Zużycie powietrza sprężonego, m ³ /min	2,7
Ciśnienie robocze powietrza sprężonego, atn	5
CieŜar pompy, kg	~ 30

Przy tego rodzaju pompach istnieje moŜliwość znacznego zwiększenia wysokości tłoczenia przez dodanie do rurociągów tłocznych inŜektorów powietrznych. Odbywa się to jednak kosztem znacznie większego zuŜycia powietrza.

Efekty, jakie mogą być uzyskane przy tego rodzaju odwadnianiu, podane są w tabl. 61.

Tablica 61

Wysokość tłoczenia pompy OP-80 w zależności od inŜektora

Wysokość tłoczenia m	Wydajność l/min	Zużycie powietrza sprężonego m ³ /min	Ciśnienie powietrza atn
30	370	1,8	5
45	350	2,4 bez inŜektora	5
90	310	3,8	5
120	280	4,7 z inŜektorem	5
150	250	4,8	5

Dla pomp przeponowych typu OP-80 należy stosować rurociągi średnicy 80 mm. Równoległa praca dwu pomp na jednym rurociągu nie jest zalecana. WąŜ zasilający pompę w powietrze sprężone powinien mieć średnicę przynajmniej 26 mm, kurek główny — 5/4", kurek dla dodatkowego powietrza — 3/4".

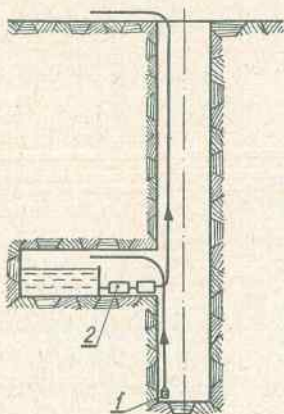
Odwadnianie pompami przodkowymi i stacjonarnymi

Ten system odwadniania jest stosowany najczęściej w budownictwie szybowym w Polsce. Stosuje się go w tym przypadku, gdy wysokość podnoszenia wody z przodku przekracza 50 m, a dopływ wody do przodku wynosi do 600 l/min i istnieje moŜliwość opanowania go przy równo-

czesnej pracy dwóch pomp przeponowych. Jeżeli dopływ wody jest większy, pompy przeponowe muszą być zastąpione pompą wiszącą lub musi być zastosowane sztuczne ograniczenie dopływu wody do przodku.

Schemat tego rodzaju odwadniania pokazany jest na rys. 94.

Odległość komór przelewowych uzależniona jest w pierwszym rzędzie od wysokości podawania pomp przeponowych z dna szybu do najbliższej komory oraz od charakterystyki stosowanych pomp stacjonarnych.



Rys. 94. Schemat odwadniania szybu pompami przodkowymi i pompami stacjonarnymi

1 — pompa przodkowa, 2 — pompa stacjonarna

W zależności od rozeznania hydrogeologicznego, dla odwadniania szybów przekraczających głębokość 200 m należy sporządzać projekt technologiczny odwadniania, ustalający zarówno typy pomp, jak i średnice rurociągów.

Obliczenie mocy

Moc pobierana przez pompę oblicza się z wzoru

$$N_D = \frac{Q \cdot \gamma \cdot H_m}{60 \cdot 75 \cdot \eta} \text{ KM} \quad (89)$$

gdzie

N_D — moc pobierana przez pompę, KM,

Q — ilość pompowanej wody, m³/min,

H_m — manometryczna wysokość podnoszenia, słupa wody,

γ — ciężar właściwy wody (dla wód szybowych $\gamma = 1050 \text{ kG/m}^3$),

η — sprawność całkowita pompy (przyjmuje się $\eta = 0,75 \div 0,85$).

Przy doborze silnika obliczoną moc powiększa się o 10 do 25%.

Manometryczną wysokość podnoszenia oblicza się z wzoru (rys. 95)

$$H_m = H_y + H_o + \frac{C_t^2 - C_s^2}{2g} \text{ m sł. wody} \approx \frac{H_t + H_s}{\eta_z} \quad (90)$$

gdzie

H_y — geometryczna wysokość podnoszenia (ciśnienia poziomów zwierciadeł wód), m sł. wody,

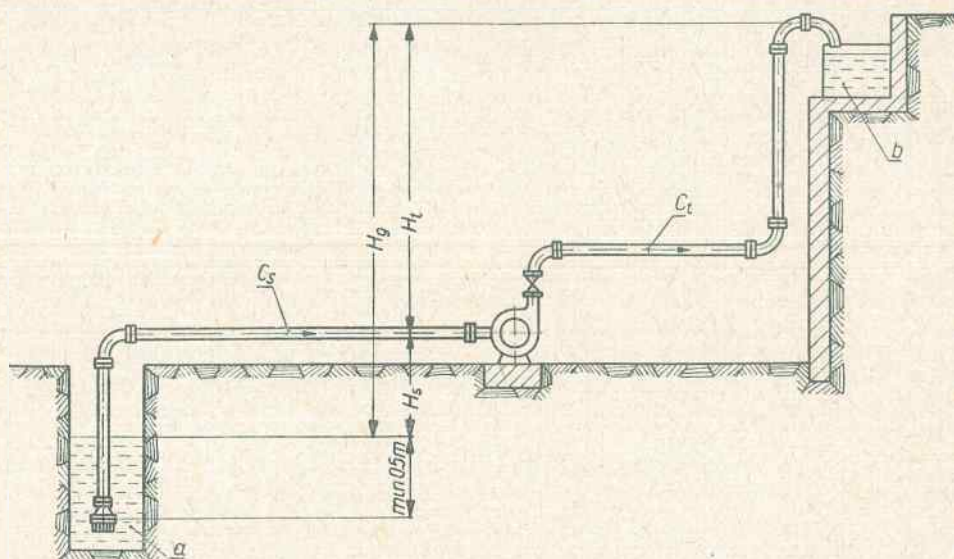
H_o — opory przepływu dla całego rurociągu, m sł. wody,

C_s — średnia prędkość jazdy w rurociągu ssawnym, m/sek,

C_t — średnia prędkość wody w rurociągu tłocznym, m/sek,

g — przyspieszenie ziemskie ($g = 9,81$), m/sek²,

H_t — wysokość tłoczenia, m,
 H_s — wysokość ssania, m,
 η_z — współczynnik sprawności uwzględniający opór rurociągu i pompy ($\eta_z = 0,87 \div 0,95$).



Rys. 95. Szkic do obliczania manometrycznej wysokości podnoszenia wody przez pompę
 a — zbiornik, z którego pompa czerpie wodę, b — zbiornik do którego pompa podaje wodę

Opory przepływu dla rurociągu długości $L = 100$ m można obliczyć z wzoru

$$H_{o100} = 0,02 + \frac{0,0018}{\sqrt{c \cdot d}} \cdot \frac{L \cdot c^2}{2 \cdot 2 \cdot g} \quad \text{m sł. wody} \quad (91)$$

gdzie

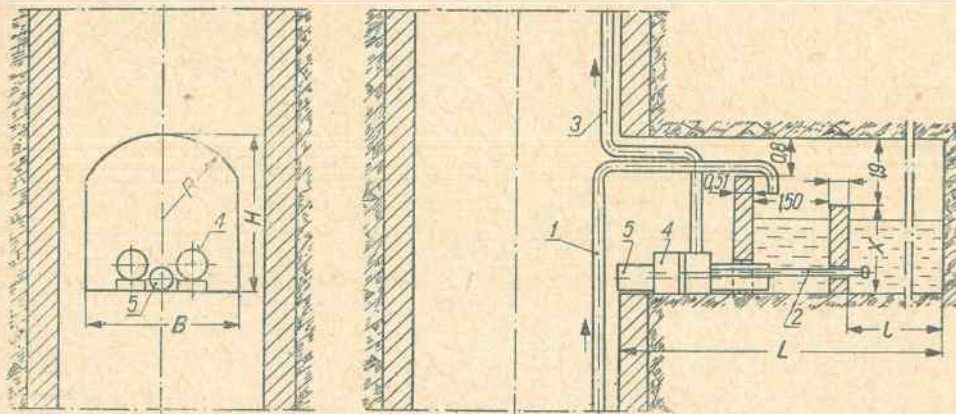
H_{o100} — opory przepływu dla rurociągu długości 100 m,
 c — średnia prędkość wody w rurociągu, m/sek,
 d — średnica wewnętrzna rurociągu, m.

Wielkość oporów przepływu w kształtach i osprzęcie ustala się w przybliżeniu, zastępując każdy element prostym odcinkiem rury o tej samej średnicy. Dla średniej prędkości przepływu ($c = 2$ m/sek) można przyjąć następujące zamienne wartości oporu:

dla kosza ssawnego z zaworem stopowym	
średnicy do 100 mm	5 m
średnicy powyżej 100 mm	4 m
dla zasuwy	4 m
dla zaworu zwrotnego	4 m
dla kolan 90°	4 m
dla kolan 45°	
średnicy do 100 mm	3 m
średnicy powyżej 100 mm	2 m
dla trójnika	
średnicy do 100 mm	5 m
średnicy powyżej 100 mm	4 m

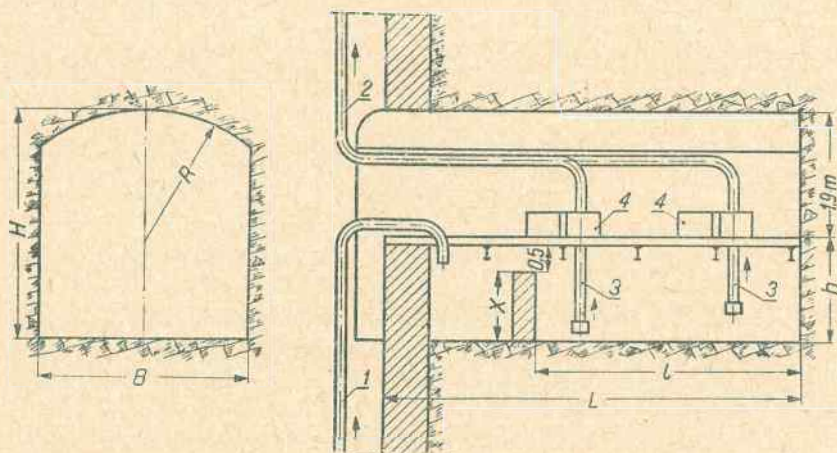
Średnicę rurociągu ssawnego należy dobierać z takim wyliczeniem, by średnia szybkość wody nie przekraczała 2 m/sek.

Omawiany sposób odwadniania wymaga budowy w maksymalnym odstępnie przelewowej komory pomp, 50 m, ewentualnie 80 m (przy zastosowaniu dodatkowo iniektora powietrznego). Woda pompą przodkową podawana jest do tej komory, a stąd pompą stacjonarną na powierzchnię, lub przy głębszych szybach do następnej komory przelewowej. W miarę



Rys. 96. Przykład komory przelewowej w układzie podłużnym

1 — rurociąg doprowadzający wodę do komory, 2 — rurociąg ssawny — rurociąg tłoczący, 4 — pompa, 5 — rurociąg dla szlamowania komory



Rys. 97. Szybowa komora przelewowa w układzie poprzecznym

1 — rurociąg podający wodę do komory, 2 — rurociąg tłoczący, 3 — rurociąg ssawny pomp w komorze, 4 — pompy

głębieńszy szybu likwiduje się niektóre komory przelewowe, instalując w niżej położonych komorach pompy stacjonarne o większej wysokości tłoczenia.

Komorę przelewową dzieli się na dwie zasadnicze części: zbiornik wodny i pomieszczenie dla pomp i urządzeń elektrycznych. Zbiornik wodny przedzielony jest zazwyczaj przegrodami na dwie lub trzy części w celu lepszego osadzania części stałych wody szybowej oraz umożliwienie szla-

owania w czasie pracy pomp. W przedniej ścianie zbiornika znajduje się otwór ϕ 300 do 500 mm z przewodem blaszanym skierowanym do szybu dla umożliwienia szybkiego szlamowania. W drugiej części komory znajdują pomieszczenie pompy. Jest ich najczęściej dwie dla umożliwienia bezawaryjnego odwadniania.

Układ pomieszczeń może być dwojaki (rys. 96, 97). W układzie pierwszym pomieszczenie na pompy znajduje się w przedniej części komory, zbiornik wody w tylnej części. Kształt komory jest wydłużony, przez co przekrój poprzeczny wypada mniejszy. Z tego względu komory tego kształtu (rys. 96) budować można w skałach słabych. Układ ten ma tę zaletę, że pompy otrzymują napływ ze zbiornika wodnego, przez co odpadają opory ssania.

Normalnie przyjmuje się, że czas napełnienia zbiornika wodnego powinien wynosić 20 do 40 min.

W przypadku bardzo słabych skał wykonuje się w skale jedynie zbiornik wodny, zaś na pomieszczenie pomp zajmuje się część przekroju szybu. Zasadnicze wymiary tego rodzaju komór stosowanych w polskim budownictwie szybowym podaje tabl. 62.

Tablica 62

Wymiary komór w układzie wydłużonym

Pojemność zbiornika m^3	Przykładowy typ pompy	L	l	R	x	B	H
		m					
10	OS-80, OS-100 (0,5 ÷ 1,0 m^3/min , $H = 120$ m)	8,4	3,0	1,8	1,3	1,5	2,3
20	OS-125 (do 1,50 m^3/min , $H = 228$ m)	8	3,7	2,0	1,2	3,0	2,8
30	OS-150 (do 2,5 m^3/min , $H = 228$ m)	11	4,5	2,5	2,0	3,5	3,0
60	OS-250 (do 40 m^3/min , $H = 250$ m)	16	8,5	2,5	2,0	3,5	3,0

Drugi układ pomieszczeń na zbiornik wody i na pompy polega na tym, że zbiornik zajmuje całą dolną część komory, zaś pompy umieszcza się nad zbiornikiem na pomostach (rys. 97). Przekrój poprzeczny tego

Tablica 63

Wymiary komór w układzie piętrowym

Pojemność zbiornika m^3	Przykładowy typ pompy	L	l	h	x	B	H	R
		m						
10	OS-80 i OS-100	6,0	3,5	2,5	2,0	1,5	4,0	1,0
20	OS-125	6,5	4,0	3,1	2,4	2,0	4,5	1,4
30	OS-125, OS-150	6,5	4,0	2,5	3,1	2,5	5,5	1,8
60	OS-150	10,5	6,5	2,6	3,1	2,5	5,5	1,8

typu komór jest większy od poprzedniego. Komory wypadają jednak krótsze, co ułatwia szlamowanie osadników. Z uwagi na duży przekrój poprzeczny komory tego układu wykonuje się raczej w skałach mocnych. W tym układzie zbiornika wodnego pompy nie są samoczynnie zalewane. Komory tego typu stosuje się rzadziej. Zasadnicze wymiary komór w układzie piętrowym stosowanych w polskim budownictwie szybowym podaje tabl. 63.

Spśród różnego rodzaju stosowanych pomp zarówno produkcji krajowej, jak i zagranicznej na uwagę zasługują pompy produkowane przez Zaborską fabrykę maszyn górniczych typu OS, które można w Polsce uważać za pompy typowe do odwadniania szybów w czasie głębinienia. Charakterystyczne dane tych pomp zawiera tabl. 64.

Z uwagi na dużą wilgotność powietrza w szybie silniki do pomp muszą być wodoszczelne.

Tablica 64

Charakterystyka techniczna pomp OS

Wyszczególnienie	OS-80	OS-100	OS-125	OS-150	OS-200	OS-250	Liczba stopni	Liczba obrotów na minutę
Q , m ³ /min . . .	0,5	1,0	1,5	2,5	4,0	2,5		
H_m , m sł. wody .	20	30	38	38	40	52		
N_p , KM	3,8	10,8	12,5	31	50	117	1	1450
Cieężar samej pompy, kg . . .	177	242	327	510	550	780		
H_m , m sł. wody .	40	60	76	70	80	104		
N_p , KM	2,6	21,6	39,0	62	100	234	2	1450
Cieężar samej pompy, kg . . .	227	322	410	620	716	1030		
H_m , m sł. wody .	60	90	114	114	120	156		
N_p , KM	11,4	32,4	58,5	93	150	352	3	1450
Cieężar samej pompy, kg . . .	265	397	510	760	906	1600		
H_m , m sł. wody .	80	120	152	152	160	—		
N_p , KM	15,2	49,2	78	124	200	—	4	1450
Cieężar samej pompy, kg . . .	317	470	610	900	1076	—		
H_m , m sł. wody .	100	150	190	190	—	—		
N_p , KM	19,0	54,0	97,5	155	—	—	5	1450
Cieężar samej pompy, kg . . .	367	540	710	1050	—	—		
H_m , m sł. wody .	120	180	228	228	—	—		
N_p , KM	228	64,8	117	186	—	—	6	1450
Cieężar samej pompy, kg . . .	417	610	815	1200	—	—		
Wymiary silnika, mm								
długość bez silnika	732	821	921	1030	1094	1240		
z silnikiem . . .	1107	1246	1371	1525	1814	2040		
szerokość	460	540	620	650	730	750		
wysokość	500	590	650	720	850	950		

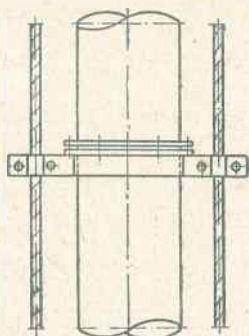
Głębinienie szybów w zawodnionych skałach przy równoczesnym dopływie metanu, co ma miejsce w Rybnickim okręgu węglowym, zrodziło potrzebę budowy pomp o stosunkowo niedużej wydajności 0,5 i 1,0 m³/min i wysokości tłoczenia 150 i 250 m z napędowymi silnikami elek-

trycznymi bezpiecznymi wobec metanu, tzw. ognioszczelnymi. Również pozostały sprzęt elektryczny musi być ognioszczelny.

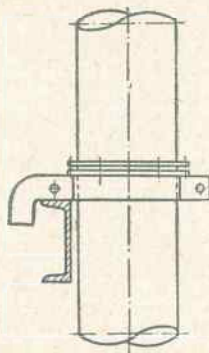
W warunkach hydrogeologicznych, jakie występują w ROW, znalazły w szczególności zastosowanie pompy odzraczające się dużą wysokością tłoczenia typu KCM-70 o wydajności 1000 l/min i wysokości tłoczenia $H = 250$ m z silnikiem ognioszczelnym o mocy 125 kW oraz pompy typu KCM-30/10 o wydajności 500 l/min, wysokości tłoczenia $H = 250$ m z silnikiem ognioszczelnym o mocy 65 kW.

Odwadnianie pompami wiszącymi

Pompy wiszące stosuje się do odwadniania w tym przypadku, gdy nie można opanować przypływu wody do przodku pompami przeponowymi. Stosuje się je do bezpośredniego podawania wody maksymalnie do wyso-



Rys. 98 (z lewej). Zawieszenie rurociągu wodnego na linach



Rys. 99 (z prawej). Zawieszenie rurociągu wodnego na belkach zbrojenia szybowego

kości 250 m. Pompy wiszące zawieszają się na linie nawiniętej na kołowrót zabudowany na powierzchni ziemi. Rury tłoczące można zawieszać na linach i kołowrotach (rys. 98), bądź przymocowywać do belek przedzia-

Tablica 65

Charakterystyka techniczna pomp typu Sigma

Wydajność	Wysokość podnoszenia	Średnica rury ssawnej i tłoczącej
l/min	m	mm
500	150	100/80
1000	250	150/125
2000	250	150/125

łowych zbrojenia szybowego (rys. 99). Średnicę rurociągu tłocznego dobiera się z takim wyliczeniem, by średnia prędkość przepływu wody utrzymywała się w granicach 2,0 do 3,0 m/sek. Pompę wiszącą łączy się z ru-

rociągiem tłocznym za pomocą węża gumowego, dostosowanego do wysokiego ciśnienia przez wzmocnienie go spiralą stalową.

Przewód ssawny stanowi zbrojony wąż gumowy o takiej średnicy, by prędkość przepływu nie przekraczała 2 m/sek.

Kabel elektryczny konstrukcji samonoszącej opuszcza się na kołowrocie ręcznym. Niekiedy kable przymocowuje się do zbrojenia szybowego.

Pompy wiszące stosować można w szybach o średnicy większej niż 3,5 m. Pompę należy tak ułożyć w szybie, by nie przeszkadzała ona wyciągowi kubłowemu oraz by istniała możliwość podciągania pompy.

Tablica 66

Charakterystyka techniczna pomp OWP

Wyszczególnienie	OWP-80	OWP-100	OWP-125	Liczba stopni	Liczba obr/min
	Q, m³/min				
	0,5	1,0	1,5		
H_m , m sł. wody . . .	20	30	38	1	1450
N_p , KM	3,8	10,8	19,5		
Ciężar samej pompy kg	177	247	327		
Wymiary, mm	600×600×2970	700×695×3305	—		
H_m , m sł. wody . . .	40	60	76	2	1450
N_p , KM	7,6	21,6	59,0		
Ciężar samej pompy kg	227	322	410		
Wymiary, mm	600×600×2370	700×635×3305	—		
H_m , m sł. wody . . .	60	90	114	3	1450
N_p , KM	11,4	32,4	58,5		
Ciężar samej pompy kg	265	397	510		
Wymiary, mm	—	—	—		
H_m , m sł. wody . . .	80	120	152	4	1450
N_p , KM	15,2	43,2	78,0		
Ciężar samej pompy kg	317	470	610		
Wymiary, mm	600×600×3120	700×635×3475	—		
H_m , m sł. wody . . .	100	150	—	5	1450
N_p , KM	19,0	54,0	—		
Ciężar samej pompy kg	367	540	—		
Wymiary, mm	600×600×3195	700×695×3560	—		
H_m , m sł. wody . . .	120	—	—	6	1450
N_p , KM	22,8	—	—		
Ciężar samej pompy kg	417	—	—		
Wymiary, mm	600×600×3270	700×695×3645	—		

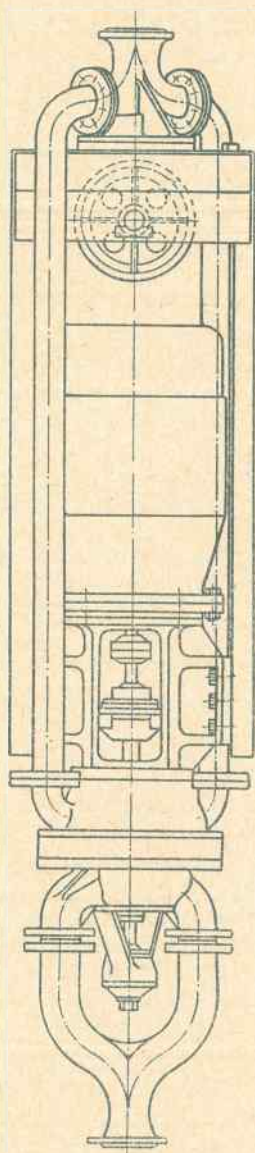
W polskim budownictwie szybowym stosuje się pompy produkcji Zaborskiej Fabryki Maszyn typu OWP oraz produkcji czechosłowackiej typu Sigma.

Charakterystykę pomp typu Sigma przedstawia tablica 65.

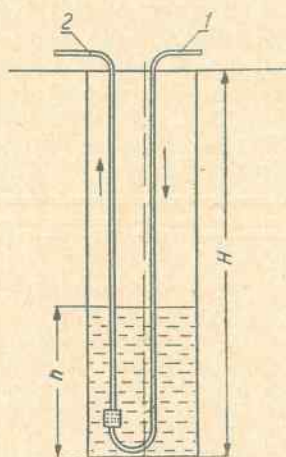
Charakterystyka pomp wiszących typu OWP produkowanych przez Zaborską Fabrykę Maszyn podana jest w tabl. 66, zaś na rys. 100 pokazano pompę tego typu.

Odwadnianie pompami wiszącymi i stacjonarnymi

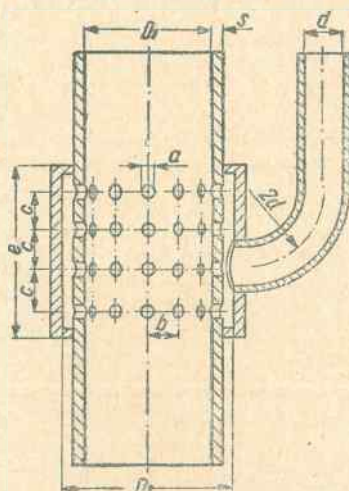
W przypadku stosowania większych odległości pomiędzy komorami przelewowymi, wynoszących od 80 do 200 m, w miejsce pneumatycznych



Rys. 100. Pompa wisząca
typu OWP



Rys. 101. Odwadnianie zatopionego szybu pompą Mamut
1 — rurociąg powietrza sprężonego, 2 — rurociąg wodny



Rys. 102. Wymiary charakterystyczne pomp typu Mamut
(do tablicy 69)

pomp przodkowych instaluje się elektryczne pompy wiszące. Pompy te podają wodę do komór przelewowych, skąd pompy stacjonarne podają wodę dalej na powierzchnię.

Odwadnianie pompami głębinowymi

Pompy głębinowe stosuje się najczęściej do odwadniania zatopionych szybów. Charakterystykę stosowanych pomp podano w rozdziale I. Pompy te odznaczają się delikatną budową, z tych też względów nie nadają się do zanieczyszczonej szlamem w czasie głębenia wody. Poza tym wymagają one zanurzenia w wodzie, co nie może mieć miejsca przy głębeniu szybu. Oprócz odwadniania zatopionych szybów pompy te stosuje się jako

Tablica 67

Najmniejsze zużycie powietrza sprężonego przy najkorzystniejszym zanurzeniu

Wydajność	Średnica rur		Najmniejsze zużycie powietrza sprężonego, m ³ /min				
	rury wodnej	rury powietrznej	przy wysokości podnoszenia $(H - h)$, m				
			20	50	100	200	300
			przy najkorzystniejszej głębokości zanurzenia $(h : H) \cdot 100$ m, %				
l/min	mm	mm	65	60	50	40	40
200	65	25	0,7	1,5	3,18	8,2	14
500	80	32	1,75	3,75	7,95	20,5	35
1000	100	40	3,50	7,50	15,9	41,0	70
1500	125	50	5,25	11,25	23,8	61,5	165
3000	200	65	10,50	22,5	47,6	123	210
Głębokość zanurzenia h , m			37	75	100	133	200
Głębokość szybu H , m			57	125	200	333	500
Ciśnienie powietrza sprężonego, atm			4,2	8	11,5	13,6	20,5

Tablica 68

Największe zużycie powietrza przy najniekorzystniejszym zanurzeniu

Wydajność	Średnica rur		Największe zużycie powietrza, m ³ /min				
	wodnych	powietrznych	przy wysokości podnoszenia $2/3 H$, m				
			20	50	100	200	300
			przy najniekorzystniejszej głębokości zanurzenia $h = 1/3 H \cdot 100$, %				
l/min	mm	mm	33	33	33	33	33
200	65	25	1,74	2,4	4,26	9,1	15,4
500	80	32	4,35	6	10,65	22,8	38,4
1000	100	40	6,7	12	21,3	45,5	76,8
1500	125	50	13,05	18	32	67,2	115
3000	200	65	26,1	36	64	134,4	230
Głębokość zanurzenia h , m			10	25	50	100	150
Głębokość szybu H , m			30	75	150	300	450
Ciśnienie powietrza sprężonego, atm			1,5	3,0	5,5	10,5	15,5

zabezpieczające pompy stacjonarne w komorze przelewowej w przypadku nagłego przytopienia szybu wodą (nagłe wdarcie się wody, przerwy w dopływie prądu przy dużym dopływie wody).

Odwadnianie inżektorami wodnymi

Ten sposób odwadniania nadaje się do odwadniania szybów płytkich do głębokości 100 m.

Z uwagi na niską sprawność i konieczność stosowania pomp o dużych wydajnościach sposobu tego nie stosuje się w polskim budownictwie szybowym.

Odwadnianie pompami Mamut

Pompy tego rodzaju stosuje się do odtapiania zatopionych szybów do głębokości praktycznie 125 m oraz do odwadniania szybu przy zastosowaniu komór przelewowych. Na rys. 101 pokazano schemat odwadniania zatopionego szybu, zaś w tabl. 67 i 68 podano charakterystyczne dane tego rodzaju odwadniania.

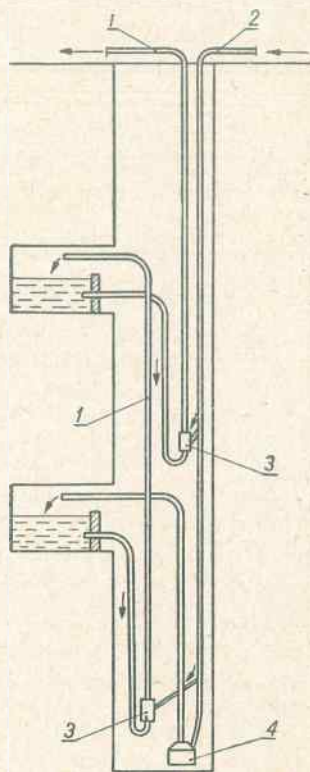
Z przedstawionej tablicy wynika, że tego rodzaju odwodnienie będzie ekonomiczne, jeżeli pompa będzie zanurzona w zatopionym szybie tak, by wysokość podnoszenia wody ponad zwierciadło nie przekraczała $\frac{2}{3}$ całej długości szybu, czyli $H - h < \frac{4}{3} H$. W przypadku gdy głębokość zanurzenia pompy $h = \frac{1}{3} H$, zużycie powietrza sprężonego będzie największe. Jeżeli zanurzenie pompy będzie $h < \frac{1}{3} H$, pompa nie będzie pracować.

Charakterystyka stosowanych w polskim budownictwie szybowym pomp Mamut podana jest na rys. 102 oraz w tabl. 69.

Jak już wspomniano, pompy Mamut mogą być również użyte do odwadniania szybów w czasie głębienia przy zastosowaniu komór przelewowych. W tym przypadku z przodku (rys. 103) wodę do komory przelewowej podaje pompa przeponowa (Pleiger), a stąd na powierzchnię lub do następnej komory pompą Mamut.

Aby wytworzyć sztuczne zanurzenie pompy Mamut, pociąga się od komory w dół rurę zakrzywioną w postaci fajki na odległość minimum $\frac{1}{3}$ całkowitej długości rury tłocznej.

Sposób odwadniania za pomocą pompy Mamut jest korzystny przy przetłaczaniu wody zanieczyszczonej szlamem, w szczególności w szybach, gdzie istnieją przerwy w dostawie prądu oraz w szybach z dopływem metanu. Jest to jednak sposób nieekonomiczny z uwagi na znaczne zużycie powietrza. Widoczne to jest z tabl. 70.



Rys. 103. Schemat odwadniania szybu w głębinie pompami typu Mamut

1 — rurociąg wodny, 2 — rurociąg powietrzny, 3 — pompy Mamut, 4 — pompa przodkowa przeponowa

Charakterystyka techniczna pomp Mamut

Srednica rury wodnej D_1	Srednica rury powietrznej d	D_2	a	b	c	e	S przy 2,5 atn	S przy 5,0 atn
mm	mm	mm	mm	mm	mm	mm	mm	mm
65	25	80	10	13	20	130	3,0	3,5
80	32	100	12	16	24	160	3,25	3,5
100	40	125	15	20	30	200	3,75	4,5
125	50	150	18	25	37	250	4	5,5
150	65	200	23	30	45	300	4,5	6
200	65	250	30	40	60	400	6	8

Tablica 70

Charakterystyczne dane dotyczące odwadniania za pomocą pompy Mamut

Wydajność	Pojemność zbiornika	Srednica rur		Typ pompy Mamut	Ilość powietrza dla zespołu z pompami przeponowymi m^3/min	Uwagi
		wodnych	powietrznych			
l/min	m^3	mm	mm	mm		
200	4	65	25	65 + 25	6,7	z 1 pompą przeponową
500	6	80	32	80 + 32	15,4	z 2 pompami przeponowymi
1000	12	100	40	100 + 40	28,1	z 3 pompami przeponowymi
1500	15	125	50	125 + 50	42,5	z 5 pompami przeponowymi
3000	40	200	65	200 + 65	82,8	z 9 pompami przeponowymi

Organizacja i ocena poszczególnych sposobów odwadniania

Przy niewielkim przepływie wody w granicach do 50 l/min najlepszym sposobem odwadniania jest wydawanie wody kubłami razem z urobkiem.

Przy dopływie wody do 500 l/min za najkorzystniejsze należy uważać pompowanie wody z przodku pompą przeponową do komory przelewowej i dalej pompami stacjonarnymi.

Przy dopływie wody w granicach 500 do 1000 l/min w miejsce przeponowych pomp przodkowych należy stosować pompy wiszące.

Przy dopływach powyżej 1000 l/min należy stosować sztuczne ograniczanie przyływu. Odwadnianie pompami iniektorowymi i pompami Mamut może mieć miejsce w przypadku dysponowania znaczną ilością powietrza sprężonego.

Odwadnianie przy użyciu pomp głębinowych daje dobre efekty przy odtapianiu zatopionych szybów i przy czystej wodzie.

Obecnie podstawowymi urządzeniami do odwadniania są pompy stacjonarne z elektrycznym napędem. Wyróżniają się one:

- prostą konstrukcją;
- małymi wymiarami poprzecznymi przy dużej wydajności oraz dużej wysokości tłoczenia;
- spokojną pracą, przez co unika się rozluźniania połączeń kołnierzy rurociągu tłocznego;
- ekonomicznością pracy.

Do wad tego rodzaju pomp należy zaliczyć:

- trudności regulowania pracy pomp przy zmniejszaniu się wysokości tłoczenia;
- dużą wrażliwość na zasysanie powietrza do przewodu ssawnego; w przypadku przedostania się powietrza do pompy następuje natychmiastowe zatrzymanie pracy pompy; ponowne uruchomienie odwadniania jest uciążliwe i pochłania dużo czasu;
- stosunkowo szybkie zużywanie się wirników oraz tulei.

Wodę na powierzchnię wydaje się rurociągami, które mogą być podwieszane za pomocą wspornikowych uchwytów do zbrojenia szybowego lub obudowy, bądź też zawieszane na linach.

W przypadku stosowania pomp wiszących (rys. 104) najracjonalniejszym sposobem jest zawieszenie pompy 1 rurociągu 2 i kabla 3 na linach, przyłączonych do kołowrotów 7 i 9.

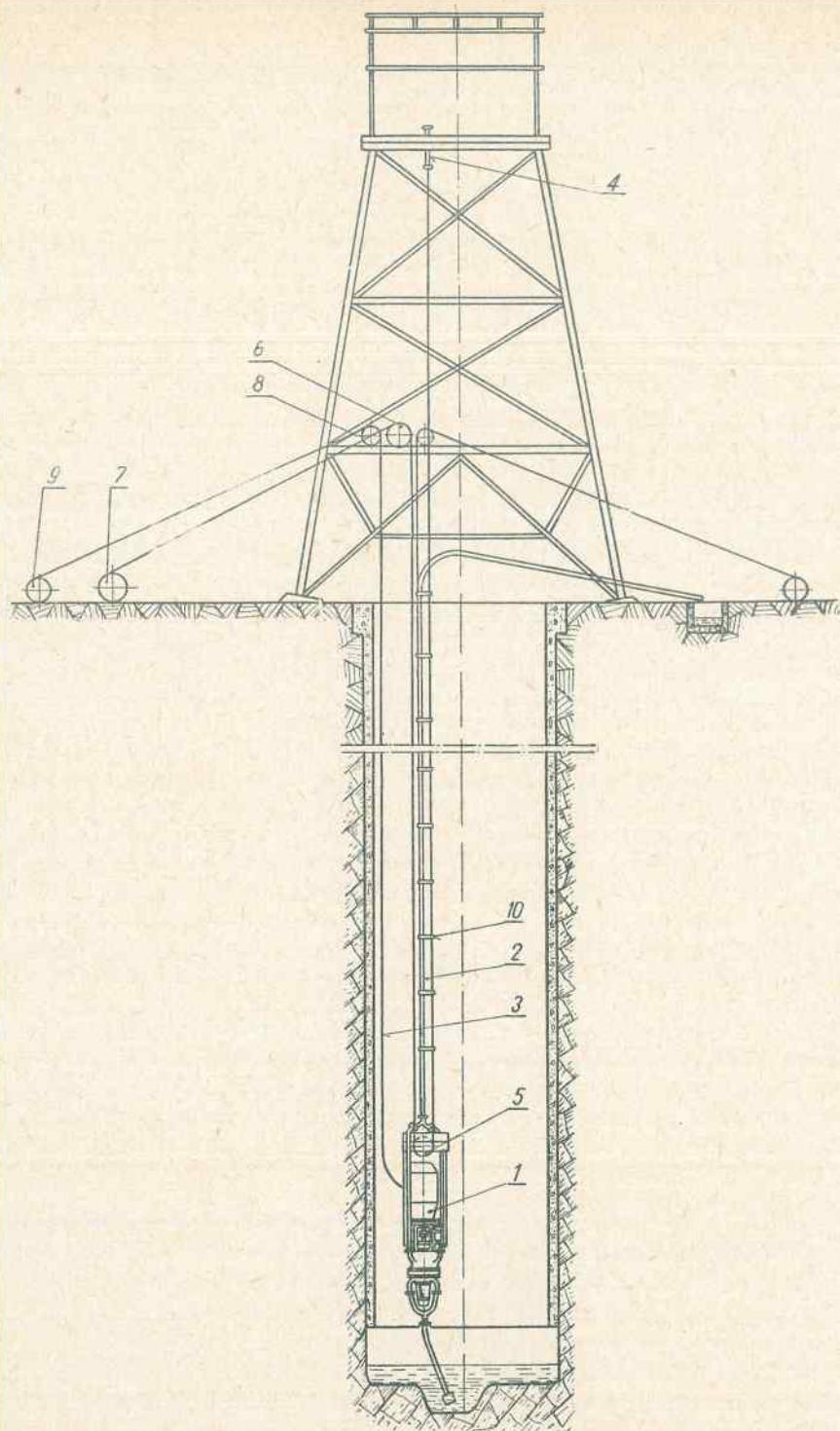
Jeden koniec liny podtrzymujący pompę umocowany jest na stałe do górnego pomostu 4 kół linowych w wieży, drugi zaś koniec spuszczonej do szybu owija krążek 5 umocowany do ramy pompy, a następnie wychodzi z szybu i przerzucony jest przez krążek 6, umieszczony na ramie pomostu. Z krążka lina biegnie do bębna kołowrotu wolnobieżnego 7, do którego jest przymocowana. Kabel elektryczny 3 przechodzi z bębna kołowrotu 9 poprzez krążek przewodniczy 8 do pompy w szybie.

Kolumna rur tłocznych wspiera się swym dolnym końcem na króćcu tłocznym pompy i przytrzymywana jest w szybie za pomocą specjalnych uchwytów 10 obejmujących linę i mocno zaciśniętych na rurach. Aby nie dopuścić do wyboczenia rurociągu, każdą rurę umocowuje się do liny przynajmniej dwoma uchwytami. Rurociąg zawieszony na linie przedłuża się z powierzchni. Czynność ta jest łatwiejsza niż w przypadku rurociągu zawieszonego na zbrojeniu szybowym, gdyż odpadają uciążliwe i skomplikowane prace związane z odłączaniem i dołączaniem rurociągu tłocznego przy pompie w przodku szybowym, zmniejsza się również straty czasu, gdyż cały rurociąg opuszcza się równocześnie z pompą, a elastyczny przewód odbiorczy, dołączony na powierzchni do rurociągu tłocznego, zezwala na stopniowe przesuwanie w dół pompy w ślad za obniżaniem się poziomu wody w przodku szybowym. Poza tym nie zachodzi potrzeba wypuszczenia wody z rurociągu tłocznego, co jest konieczne przy dołączaniu rur od dołu.

Przed strzelaniem pompę wraz z rurociągiem tłocznym i ssawnym podnosi się na wysokość 20 do 25 m.

Po odstrzeleniu ładunków i przewietrzeniu szybu pompę opuszcza się w dół na odległość 6 do 7 m od przodku, zalewa wodą przewód ssawny i po zamknięciu zaworu w rurociągu tłocznym uruchamia się silnik pompy. Po rozwinięciu przez silnik pełnej liczby obrotów odmyka się stopniowo zawór i woda wydawana jest na powierzchnię.

W początkowym okresie pracy pompy, po jej uruchomieniu, kosz ssawny zanurzony jest w wodzie nagromadzonej w szybie w czasie przerwy związanej ze strzelaniem. W miarę ściągania wody i ładowania urobku, aby nie dopuszczać do zasysania powietrza należy systematycznie pogłę-



Rys. 104. Schemat odwadniania szybu za pomocą pompy wiszącej

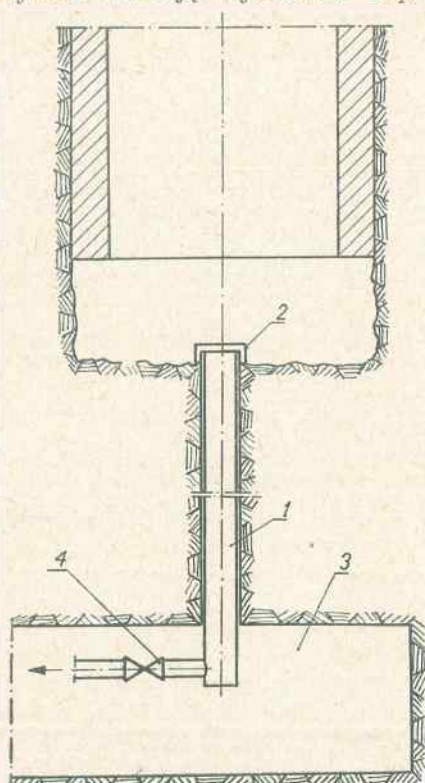
biać w miejscu położenia kosza ssawnego mały rzap, aby umożliwić gromadzenie się w nim wody. Czynność tę powinien wykonywać jeden z robotników; musi on zwracać uwagę, aby nie przenikało do kosza powietrze i aby kosz nie zapadał zbyt głęboko w urobek.

Przy głębeniu szybu instaluje się drugą pompę jako rezerwową. Poza tym w podszybiu powinny się znajdować dodatkowe pompy rezerwowe. Górnicze przepisy bezpieczeństwa wymagają bowiem posiadania w szybie 200% rezerwy zainstalowanych pomp.

Odwadnianie szybu za pomocą otworu wiertniczego

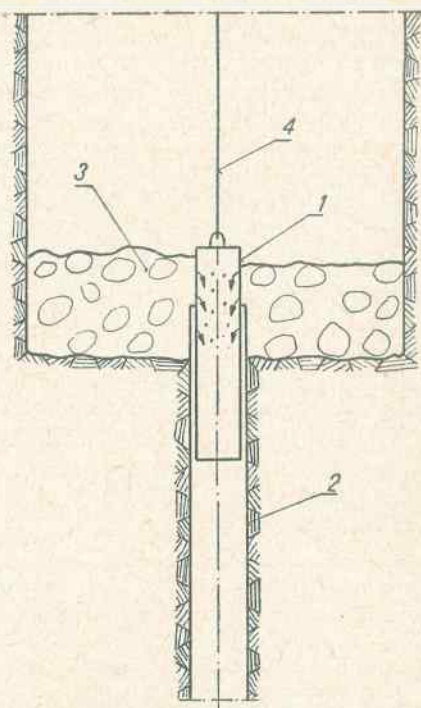
W niektórych specjalnych przypadkach odwadnia się szyb w czasie głębenia bez użycia pompy, posługując się otworem wiertniczym.

Sposób ten można stosować, jeżeli w dolnym poziomie pod głębionym szybem istnieją wyrobiska kopalniane; w takim przypadku (rys. 105)



Rys. 105. Schemat odwadniania szybu w czasie głębenia za pomocą otworu wiertniczego

1 — rura perforowana, 2 — kołpak zabezpieczający otwór spustowy, 3 — wyrobisko kopalniane, 4 — zawór



Rys. 106. Wycior dla ochrony rury spustowej wody w głębionym szybie

1 — wycior, 2 — rura okładzinowa (wiertnicza), 3 — odstrzelona skala, 4 — lina do wyciągania wycioru

wierci się otwór w tarczy szybu aż do połączenia z wyrobiskiem kopalnianym. Otwór ten zarurowuje się rurami perforowanymi dla umożliwienia spływu wody. W miarę głębenia szybu rury obcina się, woda zaś spływa

do kopalni. Wadą tego sposobu jest częste zatykanie się otworu z powodu znoszenia przez spływającą wodę drobnych kawałków urobku. Zdarzają się również przytapienia szybu w czasie strzelania. Powstają one wskutek zgniecenia lub zatkania rury urobkiem. Dla ochrony otworu przed naniesieniem urobku po strzałach oraz dla przeczyszczania otworu wprowadza się do niego umocowany na linie wycior, sporządzony z wytrzymałej stalowej rury poperforowanej (rys. 106).

Należy stwierdzić, że pozostawiona w otworze rura utrudnia mechaniczne ładowanie urobku. Mimo tych wad sposób ten jest godny zalecenia, jeżeli spodziewane dopływy wód wynoszą 2 do 5 m³/min.

6. Powietrze sprężone

Powietrze sprężone jest podstawowym źródłem siły poruszającej wiele urządzeń używanych przy głębieniu szybu. Do urządzeń tych należy zaliczyć:

1. wiertarki udarowe i młotki pneumatyczne,
2. ładowarki chwytakowe,
3. pompy przodkowe,
4. urządzenia sterownicze wysypu i klap,
5. urządzenia hamulcze maszyny wyciągowej (niekiedy),
6. urządzenia w warsztacie przyszybowym.

Należy stwierdzić, że nie wszystkie wyżej wymienione urządzenia pracują równocześnie, toteż dla obliczenia całkowitej ilości powietrza sprężonego bierze się najczęściej pod uwagę zapotrzebowanie powietrza przez wiertarki przy wierceniu otworów strzałowych. Zapotrzebowanie to wylicza się z wzoru

$$Q_1 = n \cdot q \cdot k \quad (92)$$

gdzie

- n — liczba równocześnie pracujących wiertarek,
- q — zużycie powietrza przez jedną wiertarkę, m³/min,
- k — współczynnik jednoczesności ($k = 0,8$ do $0,9$).

Oznaczając przez Q_2 zapotrzebowanie innych urządzeń pracujących w szybie równocześnie z pracą wiertarek, całkowite zapotrzebowanie powietrza sprężonego wynosić będzie

$$Q = a_1 \cdot (Q_1 + Q_2) \quad (93)$$

gdzie a_1 oznacza współczynnik strat powietrza wskutek zużycia maszyn i urządzeń napędowych ($a_1 = 1,2$ do $1,3$).

Pomiędzy sprężarką i siecią powietrza sprężonego instaluje się zbiornik powietrzny. Służy on do regulowania dopływu powietrza. Pojemność zbiornika powinna wynosić 0,1 do 0,15 łącznej minutowej wydajności zainstalowanych sprężarek.

Do robót przy głębieniu szybów stosuje się sprężarki dwustopniowe tłokowe na maksymalne ciśnienie powietrza sprężonego 6 do 8 atn. Zwykle dla jednego szybu instaluje się dwie sprężarki, dla dwóch zaś szybów — trzy.

Charakterystykę stosowanych w polskim budownictwie szybowym sprężarek podano w tabl. 71.

Do ochładzania sprężarek powinno się stosować wodę bieżącą. Przybliżony rozchód wody wynosi 4 do 5 l na minutę na 1 m³ wytworzonego

Charakterystyka techniczna sprężarek stosowanych w budownictwie szybowym

Charakterystyka	Typy sprężarek			
	krajowe		zagraniczne	
	S2W-322	S2W-331	EKMTR-35	NRDTK-40
Ciśnienie maksymalne, atn	8	8	6 ÷ 10	6 ÷ 10
Wydajność (ilość zassanego powietrza), m ³ /min	14,5	25	23	27
Liczba obrotów/min	1000	750	300	280
Moc silnika napędowego, kW	103	185	165	300
Srednica wylotu tłocznego, mm	100	216	125	150
Zapotrzebowanie wody chłodniczej, l/min	70	85	106	212
Ciężar sprężarki bez silnika, kg	2300	5400	5900	8000
Wymiary agregatu, mm				
długość	3000	3600	4120	5900
szerokość	1310	2770	1900	2400
wysokość	1470	3180	1600	1700
	dwustopniowe, cztero-cylindrowe, szybko-bieżne, stojące		dwustopniowe, dwucylindrowe, wolnobieżne, leżące	

powietrza sprężonego. W przypadku braku bieżącej wody buduje się na placu szybowym zbiornik i urządza zamknięty obieg wody.

Pomiędzy zbiornikiem powietrza sprężonego, a ujściem rurociągu do szybu zabudowany jest oddzielnik wilgoci oraz oleju.

Srednicę głównego przewodu powietrza sprężonego doprowadzającego powietrze do szybu oblicza się z wzoru

$$d = 3,18 \cdot \sqrt[3]{Q} \text{ cm} \quad (94)$$

gdzie Q oznacza ogólne zużycie powietrza sprężonego w m³/min.

Zwykle dla doprowadzenia powietrza sprężonego używa się rurociągi średnicy 100 i 150 mm. Stosuje się rury kołnierzowe z tekturowymi uszczelkami albo rury patentowe (szybkoskrętne). Rurociągi przytwierdza się do zbrojenia szybowego za pomocą wspornikowych uchwytów, podobnie jak rurociągi wodne lub zawiesza się je za pomocą obłomek na linach (jak przy rurociągach wodnych). Do dolnego końca przewodu dołącza się rozdzielacz powietrza sprężonego.

Zawieszenie rurociągu na linach ułatwia jego przedłużenie, gdyż odbywa się ono z powierzchni. Przy rurociągach umocowanych do konstrukcji zbrojenia zachodzi konieczność odpinania rozdzielacza przy każdorazowym przedłużaniu rurociągu.

7. Energia elektryczna

Przed przystąpieniem do robót przygotowawczych, po ustaleniu rodzaju maszyn, jakie mają być użyte do głębienia szybu, sporządza się wykaz mocy zainstalowanych urządzeń oraz wykonuje wykres równoczesności ich pracy.

Wykres równoczesności pracy powinien być wykonany w odniesieniu

do cyklu głębenia oraz w odniesieniu do głębenia szybu w pewnych okresach (na pewnych głębokościach). Jest to konieczne z uwagi na znaczną nierównomierność poboru mocy elektrycznej, jaką spotyka się przy głębeniu szybu. Tak na przykład szyb głębiony w początkowym okresie z dużym dopływem wody może wejść w skały wodnonieprzepuszczalne, a wtedy po zlikwidowaniu dopływu wody ilość potrzebnej energii elektrycznej do odwadniania spadnie. Również powiększa się z głębokością szybu ilość energii elektrycznej zużywanej przez maszynę wyciągową.

Z tych względów należy instalować sekcyjne podstacje transformatorów i rozdzielnie włączane i wyłączane w miarę potrzeb. Należy się również zabezpieczyć przed stratami mocy biernej, zabudowując baterie kondensatorów statycznych.

Podstacje transformatorów buduje się jako przewoźne przy mniejszym zapotrzebowaniu mocy lub stacjonarne w pomieszczeniach krytych lub napowietrzne. Orientacyjne wielkości podstacji podane są w tabl. 72.

Tablica 72

Orientacyjne wielkości podstacji

Sumaryczna moc podstacji	Liczba i charakterystyka jednostek	Rodzaj
400 kVA	2×200 kVA, 6/0,5/0,4 kV	przewoźne
800 kVA	2×400 kVA, 6/0,5 kV	stacjonarne
1000 kVA	2×500 kVA, 6/0,5 kV	stacjonarne
1500 kVA	3×500 kVA, 6/0,5 kV	stacjonarne

Najczęściej stosowanym napięciem roboczym jest obecnie 500 V. W związku z wprowadzeniem maszyn wyciągowych o dużej mocy oraz sprężarek o większej wydajności stosuje się coraz częściej do zasilania tych urządzeń napięcie 6 kV.

Dla oświetlenia stosuje się napięcie 220 V, dla niektórych zaś urządzeń pomocniczych, np. szlifierki, przenośniki, napięcie 380 V.

Owadnianie wymaga doprowadzenia do szybu energii elektrycznej. Stosowane napięcie zasilania wynosi 500 V. W pobliżu szybu (w szopie przyszybowej lub budynku maszyny wyciągowej) zabudowuje się rozdzielnię, z której kabel prowadzi przez szyb do komory pomp, gdzie zabudowane są rozdzielnie dla poszczególnych odbiorników wraz z aparaturą elektryczną jak wyłączniki, rozruszniki itp.

W szybach gazowych cały osprzęt elektryczny zabudowany w szybie, wieży szybowej oraz na nadszymbiu w promieniu 5 m od obrysu tarczy szybowej powinien być w wykonaniu ognioszczelnym.

Do zasilania prądem urządzeń w szybach stosuje się następującego rodzaju kable szynowe (tabl. 73).

Oprócz lamp akumulatorowych lub karbidowych, stanowiących wyposażenie pracujących na dole górników, przodek szybowy musi być oświetlony centralnie. Napięcie zasilania nie powinno przekraczać 125 V. Zalecone jest stosowanie napięcia 24 V. Do oświetlenia należy stosować kabel wolnowiszący typu SLN $2 \times 6 + 2 \times 2,5$ mm². Przewód przymocowuje się do kołowrotu kablowego o napędzie ręcznym lub elektrycznym, zaopatrzonego w hamulec oraz zapadki. Wolny koniec kabla zwisający w szybie uzbraja się w armaturę oświetleniową.

W przypadku szybu gazowego armatura ta powinna być w wykonaniu ognioszczelnym. W szybach niegazowych przewód oświetleniowy wolno używać jako przewód strzelniczy, stosując do inicjowania wybuchu odpowiedni rodzaj wyłącznika (skrzynkę strzelniczą).

Tablica 73

Kable stosowane do zasilania urządzeń w szybach

Typ	Rodzaj budowy m ²	Przybliżony ciężar
KSTP(d) wolnowiąsący	3 × 60 + 50	4000 kg/1000 m
	3 × 95 + 50	5100 kg/1000 m
OG oponowy górniczy	3 × 120 + 70	7480 kg/1000 m
	4 × 2,5; 4 × 4	—
	4 × 6; 4 × 10	
	4 × 16; 4 × 25	
	4 × 35; 4 × 50	
	4 × 70	

Oświetlenie dna szybu powinno być tak wykonane, by w armaturze oświetleniowej świeciły przynajmniej dwie żarówki. Armatura oświetleniowa powinna być osłonięta blaszanym kapturem zabezpieczającym przed spływającą w szybie wodą. Przyjmuje się, iż natężenie oświetlenia powinno w przodku wynosić 10 do 20 lx; praktycznie moc oświetlenia powinna wynosić 15 W na 1 m² powierzchni szybu. Urządzenie oświetlenia dna szybu musi mieć wyłącznik do przerywania dopływu prądu na wszystkich fazach.

8. Urządzenia do urabiania skały i wiercenia otworów strzałowych

Do urabiania skał miękkich jak piaski, gliny, iły, iłolupki, a niekiedy i miękkich węgli i łupków stosuje się powszechnie młotki pneumatyczne. Używane bywają one również do wykonywania obrywki w skałach zwię-

Tablica 74

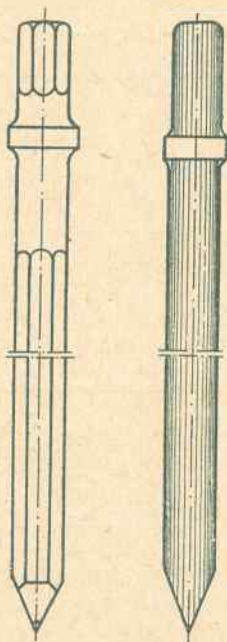
Charakterystyka techniczna młotków pneumatycznych

Wyszczególnienie	Typ młotków			
	MP-9	MP-11	MP-26	BA-26 (Austria)
Długość młotka (bez grotu), mm	550	655	590	—
Ciężar młotka (bez grotu), kg	9,4	11,7	25,6	27
Energia pojedynczego uderzenia, kGm	2,0	3,0	4,5	—
Nominalne ciśnienie powietrza, atn	4,0	4,0	4,0	4,0
Srednica bijaka, mm	35	35	50	50
Skok bijaka, mm	145	186	170	170
Ciężar bijaka, kg	0,73	0,92	2,0	—
Liczba uderzeń na minutę	950	650	800	800
Moc młotka, KM	0,43	0,43	1,7	—
Zużycie powietrza, m ³ /min.	1,0	1,07	1,2	1,2
Srednica wewnętrzna przewodu powietrznego, mm	15	15	19	19

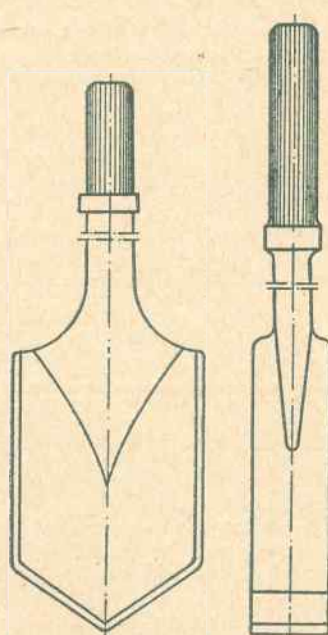
Charakterystyka techniczna wiertarek

Wyszczególnienie	Typy wiertarek			
	WUP-28	BH-16	Hollman S-III	PM-508
Długość całkowita, mm	695	—	543	610
Ciężar, kg	30,5	19,5	22	29,5
Ciśnienie powietrza (nominalne), atn	4	5 ÷ 7	3 ÷ 5	5 ÷ 7
Zużycie powietrza, m ³ /min	1,2 ÷ 1,4	1,5	3,7	2,2 ÷ 2,6
Energia pojedynczego uderzenia, kGm	5,0 ÷ 7,0	—	2,4	4 ÷ 6
Moment obrotowy (nominalny), kGcm	70 ÷ 120	—	100	125 ÷ 160
Liczba uderzeń na minutę	950	2040	2000	1700 ÷ 1900
Liczba obrotów dłuta na minutę	80 ÷ 120	—	230	100 ÷ 150
Srednica cylindra, mm	72	62	76,2	63,5
Skok bijaka, mm	70	52	49	54 ÷ 60
Ciężar bijaka, kg	2,83	—	—	2,0
Srednica wewnętrzna węża powietrznego, mm	19	16	25	19
Srednica wewnętrzna węża wodnego, mm	13	—	—	13
Wymiary uchwytu wiertła sześciokątnego, mm	25,7×108	25,7×108	25,9×108	25,8×107

złych (lekkie typy) oraz do wykonania gniazdek w obudowie dla zbrojenia szybu. Obecnie stosuje się w większości młotki pneumatyczne polskiej konstrukcji, których charakterystyczne dane techniczne podane są w tabl. 74. Oprócz grotów spiczastych (rys. 107) stosuje się do urabiania skał miękkich groty łopatkowe dwu rodzajów: wąskie i szerokie (rys. 108).



Rys. 107. Groty do młotków mechanicznych spiczaste



Rys. 108. Groty do młotków mechanicznych łopatkowe

Do wiercenia otworów strzałowych stosuje się powszechnie wiertarki udarowe pneumatyczne. Wiertarki pneumatyczne obrotowe stosowane są czasem do wiercenia otworów w węglu oraz w bardzo miękkich łupkach i marglach, gdzie wiertarki udarowe pracują źle.

Do wierceń otworów strzałowych przy głębieniu szybów stosuje się najczęściej wiertarki produkcji zagranicznej Böhler BH-16, Hollman S-III, radzieckie PM-508 oraz produkcji krajowej WUP-28.

Charakterystyczne dane stosowanych wiertarek podane są w tabl. 75.

W polskim budownictwie szybowym stosuje się najczęściej wiercenie otworów strzałowych z przedmuchem, tj. z wynoszeniem zwiercin przez strugę powietrza sprężonego. Wiercenie z przepłuczką stosowane jest rzadko.

Dla smarowania wiertarek stosuje się smarownice przewodowe.

Do wiercenia otworów używa się najczęściej wiertła stalowe sześciokątne, drażone, z sześciokątnym uchwytem średnicy 1" (26 mm). Ostrze wiertła uzbrojone jest we wkładkę z węglików spiekanych.

Kąt zaostrenia ostrza z wkładkami z węglików wynosi 95 do 120°, zbieżność ostrza 5 do 6°, grubość płytki około 4 do 13 mm.

Wymiary stosowanych wiertel przedstawiają się następująco:

długość wiertła, m . . .	0,8	1,6	2,4	3,2	4,0	4,8	6,4
średnica (szerokość)							
wiertła, mm . . .	42	41	40	38	38	37	35

W praktyce zagranicznej, a w szczególności w ZSRR, stosuje się coraz częściej do wiercenia otworów przy głębieniu szybów żerdzie i zdejmowane koronki z wkładkami z węglików spiekanych. Koronki umocowuje się do żerdzi za pomocą gwintu lub też połączenia ciernego (stożka). W Polsce przy głębieniu szybów wiercenia za pomocą koronek są w stadium prób. Próby te łączą się ze zwiększeniem średnicy ładunku materiału wybuchowego. Średnice stosowanych koronek są następujące: 45, 48, 52, 55 i 58 mm.

9. Ładowarki mechaniczne

Zwiększenie postępu głębienia szybów wiąże się ściśle ze zmniejszeniem czasu ładowania odstrzelonego urobku. Stąd tendencja do zastąpienia mało wydajnej, ciężkiej pracy ręcznego ładowania urządzeniami mechanicznymi.

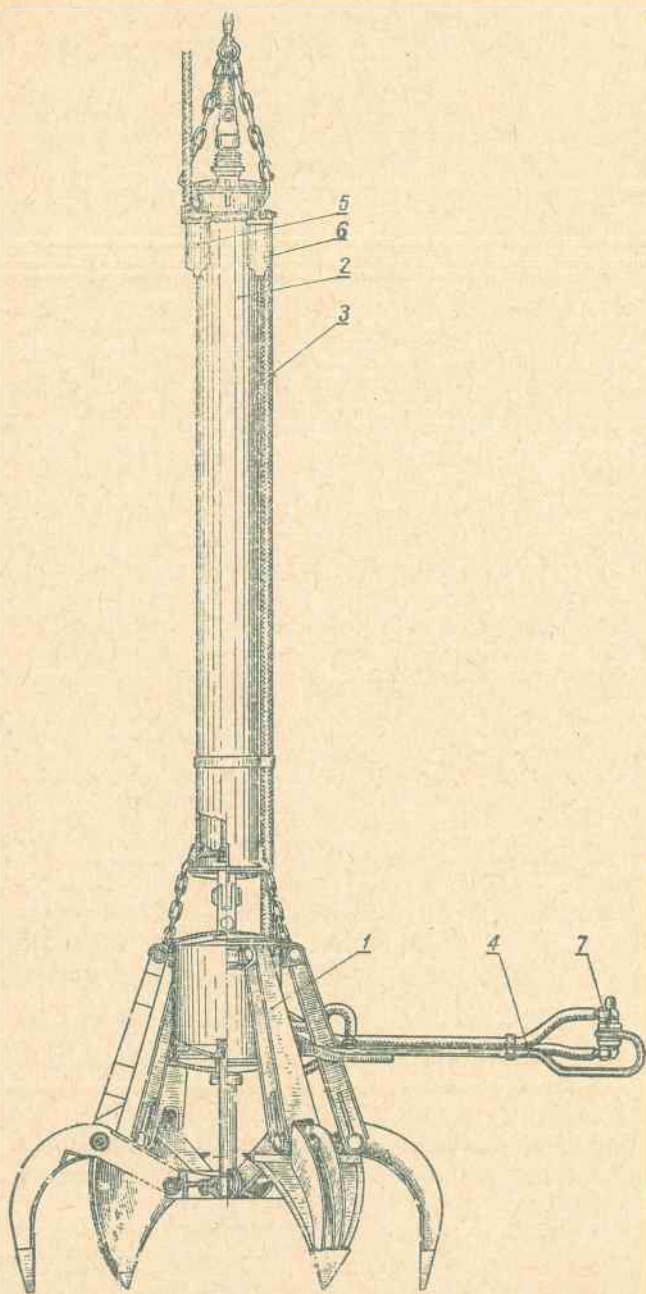
Spośród stosowanych w praktyce ładowarek wyróżnia się ładowarki chwytakowe (polipowe), gdzie ładowanie urobku następuje przez koncentrycznie zaciskające się szczęki ładowarki w liczbie 4 lub 6 sztuk (rys. 109) oraz ładowarki koszowe (łyżkowe), gdzie urobek ładuje się do automatycznie otwieranego i zamykanego kosza (łyżki) (rys. 110). Z uwagi na sposób pracy dzielimy ładowarki na dwa typy: z wodzidłem ręcznym i z wodzidłem automatycznym.

Ładowanie mechaniczne urobku w polskim budownictwie szybowym, w szczególności w kopalniach węgla, rozwinęło się znacznie, co ilustruje procentowy udział mechanizacji ładowania w poszczególnych latach w stosunku do całej ilości wydobytego urobku.

Liczne urządzenia do mechanicznego ładowania, wypróbowane w ZSRR, doprowadziły do wyprodukowania bardzo udanej ładowarki chwytakowej, jaką jest ładowarka BCz-1.

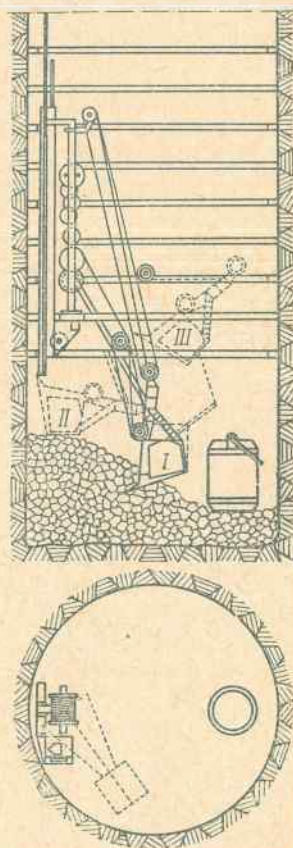
Stosowane w polskim budownictwie szybowym ładowarki oparte są na typie ładowarki BCz-1.

Dane techniczne stosowanych ładowarek przedstawia tabl. 77.



Rys. 109. Ładowarka chwytakowa produkcji ZSRR typu KS-3

1 — chwytak, 2 — podnośnik pneumatyczny, 3 — doprowadzenie powietrza sprężonego, 4 — wodzidło ręczne, 5 — odwadniacz powietrza sprężonego, 6 — smarownica, 7 — zawory sterownicze



Rys. 110. Ładowarka łyżkowa dostosowana do pracy w szybie

Udział ładowania mechanicznego w ogólnym wydobyciu urobku

Wyszczególnienie	Lata							
	1952	1953	1954	1955	1956	1957	1958	1959
Procent mechanicznego ładowania	3	16	46	68	65,5	69,8	73	76
Liczba pracujących ładowarek, szt.	9	18	22	38	67	86	102	112

Spośród wymienionych ładowarek ŁCH-335 (rys. 111) jest zbliżona do radzieckiej ładowarki BCz-1. Ładowarka ŁCH-2 (rys. 112) jest udoskonaloną konstrukcją ładowarki ŁCH-335 (ulepszony rozrząd powietrza sprężonego, zawieszenie chwytaka i inne). Ładowarka ŁCH-2 różni się od ładowarki ŁCH-1 przede wszystkim konstrukcją chwytaka, który w ładowarce ŁCH-2, zamiast konstrukcji spawanej, został wykonany z żeliwa sferoidalnego. Pozwoliło to na niemal trzykrotne zwiększenie wydajności ładowania w stosunku do ładowarki BCz-1.

Tablica 77

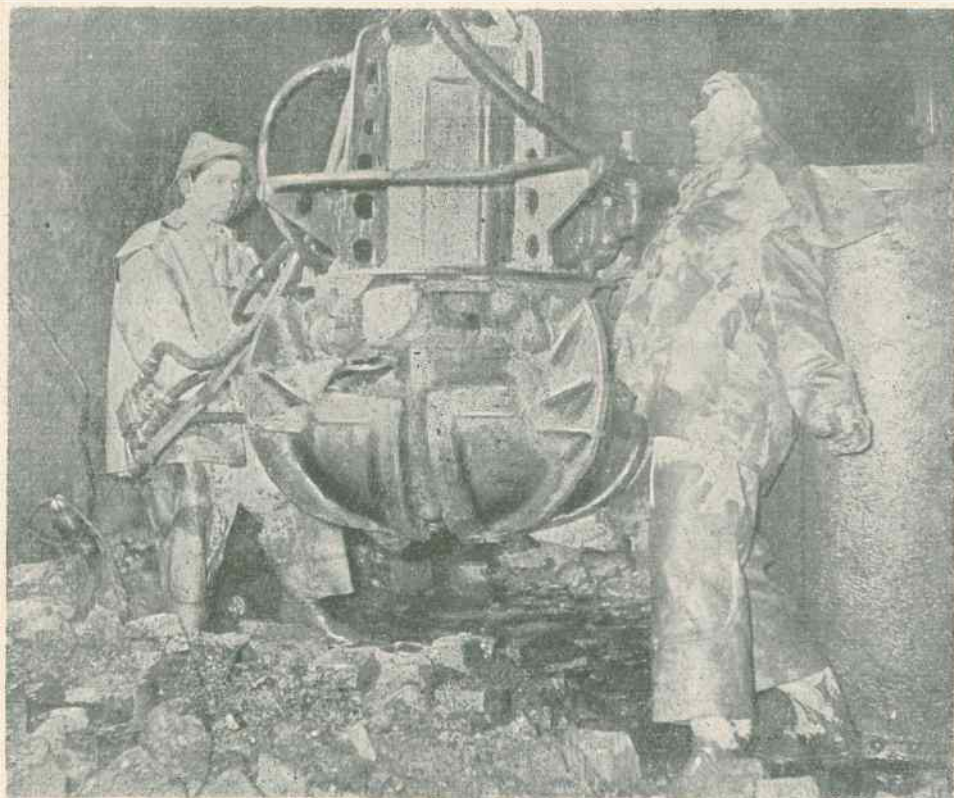
Charakterystyka techniczna ładowarek chwytakowych

Wyszczególnienie	Typy ładowarek		
	ŁCH-335	ŁCH-1	ŁCH-2
Pojemność chwytaka, m ³	0,1	0,1	0,2
Ciśnienie robocze, atn	4,0	4,0	4,0
Sredni czas napełniania chwytaka przy 4 atn ciśnienia powietrza sprężonego sek	45	25	30
Wydajność maksymalna, m ³ /godz (skali w całym)	8	14	24
Wydajność przeciętna, m ³ /godz	6 ÷ 8	8 ÷ 10	15 ÷ 18
Wysokość ładowarki z podnośnikiem			
maksymalna, mm	6680	5960	6020
minimalna, mm	4180	3980	4040
Maksymalna wysokość ładowania, mm	2500	1980	1980
Szerokość ładowarki z kierownicą ustawioną poziomo, mm	2340	2040	2040
Ziarnowość urobku, mm	0 ÷ 470	0 ÷ 470	0 ÷ 600
Ciężar całkowity, kg	550	700	730

Ładowarka chwytakowa typu ŁCH składa się z trzech zasadniczych części (rys. 112): podnośnika pneumatycznego 1, chwytaka ze szczękami roboczymi 2 i urządzeniem zwierającym, oraz z urządzenia sterowniczego. Chwytak (rys. 113) składa się z kadłuba 1, zwieraka i czterech szczęk 2. Kadłub połączony jest przegubowo z podnośnikiem pneumatycznym, co zezwala na wychylenie jego od osi zawieszenia o kąt do 5°. Zwierak jest urządzeniem zamykającym i otwierającym szczęki. Składa się on z nieruchomego tłoka 3, ruchomego cylindra 4, tłoczyśka 5 połączonego przegubem kulowym 6 z kadłubem. Cztery szczęki 2 umocowane są na przegubach 7 w dolnej części kadłuba i połączone z przykrywą 8 strzemionami 9. Przesuwanie się cylindra 4 w dół powoduje rozwieranie szczęk,

podnoszenie zaś — zwieranie szczęk. Szczęki mają kształt trójkątnych łopat sferycznych.

Podnośnik pneumatyczny składa się z cylindra 10, tłoka 11 wraz z tłoczyskiem 12, zawiesia obrotowego 13, sprężyny amortyzującej 14 i przewodu 15 doprowadzającego powietrze sprężone. Przepływa on przez smarownicę przewodową przymocowaną do kadłuba zwieraka.



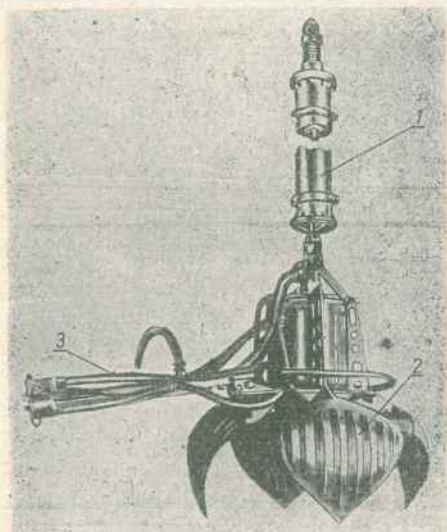
Rys. 111. Ładowarka chwytakowa produkcji polskiej typu ŁCH-335

W czasie dopływu powietrza cylinder podnosi się w górę, opuszcza się zaś w dół pod własnym ciężarem po wypuszczeniu powietrza z cylindra.

Urządzenie sterownicze przedstawia się jako rama wykonana z rur, będących jednocześnie przewodami powietrza sprężonego. Rama przymocowana jest przegubowo do kadłuba chwytaka i utrzymywana sprężynami w położeniu poziomym. Cylindry podnośnika i chwytaka połączone są z ramą sterowniczą (sterownicą) za pomocą przewodów gumowych. Dwa zawory zabudowane na sterownicy służą do jej uruchamiania, zawór w prawej rękojeści służy do sterowania chwytakiem, zawór w lewej — do sterowania podnośnikiem pneumatycznym.

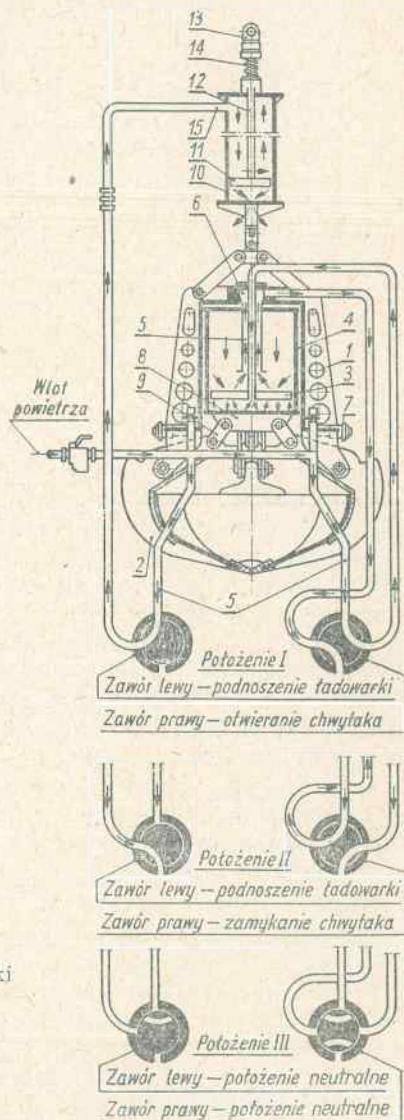
Za pomocą wspomnianych zaworów operator ma możliwość wykonywania następujących zasadniczych czynności: podnoszenie ładowarki, otwieranie chwytaka, opuszczanie ładowarki, zamykanie chwytaka oraz unieruchamiania chwytaka i podnośnika. Rozrząd powietrza sprężonego za pomocą dwudrożnych zaworów pokazany jest na rys. 113.

W szybie ładowarkę zawiesza się na linie $\varnothing$ 20 mm nawiniętej na kołowrót z napędem pneumatycznym. Kołowrót ten można zabudować na powierzchni, na pomoście stałym w szybie, we wlotach do podszybi, na pomoście wiszącym lub na ramie napinającej. Do zabudowania na powierzchni oraz w podszybiach używa się kołowrotów większych rozmiarów.



Rys. 112. Ładowarka chwytakowa produkcji polskiej typu LCH-2

1 — podnośnik pneumatyczny, 2 — chwytak, 3 — urządzenie sterownicze



Rys. 113 (z prawej). Schemat działania ładowarki typu LCH-2

rów typu KES, do podwieszania zaś w szybie kołowrotów mniejszych typu KCH-7 i KCH-15. Charakterystyczne dane wymienionych kołowrotów podane są w tabl. 78.

Po odstrzeleniu, przewietrzeniu i doprowadzeniu przodku do bezpiecznego stanu, ładowarkę opuszcza się i reguluje zawieszenie. Prawidłowe zawieszenie ładowarki nastąpi wtedy, gdy chwytak ładowarki spocznie na urobku przy opuszczonym podnośniku. Następnie podłącza się prze-

wody powietrza sprężonego. Ładowarkę obsługiwać może tylko obeznany operator. Do jego pomocy dodaje się dwóch ludzi, których zadaniem jest naprowadzanie za pomocą haków ładowarki na miejsce wybierania urobku oraz ładowanie do kubła.

Tablica 78

Charakterystyka techniczna kołowrotów ładowarek chwytakowych zabudowanych w szybie

Charakterystyka	Typ kołowrotów	
	KCH-7	KCH-15
Moc nominalna, KM	7,5	15
Ciśnienie powietrza, atn	4	4
Obroty na minutę	800	2500
Długość nawinięcia liny ϕ 12 mm, m	200	450
Typ silnika	STG-6	SPT-15
Ciężar całkowity, kg	375	1120
Długość, mm	980	1885
Szerokość, mm	615	1300
Wysokość, mm	705	745

Operator manipulując sterownicą, zaworami opuszcza chwytak, kieruje go na właściwe miejsce, rozwiera i przymyka szczęki chwytaka, naprowadza nad kubel i wysypuje do niego urobek. W końcowej fazie wybierania urobku zachodzi potrzeba podrzucania łopatami i kilofem urobku od ścian na środek szybu, skąd ładowarka ładuje go do kubła.

Urobek zbiera się warstwami grubości około 0,5 m. Dla ułatwienia ładowania (zmniejszenia wysokości podnoszenia chwytaka) wybiera się w pierw wglębie, w którym następnie ustawia się kubel, po czym wokół kubła wybiera się urobek posuwając się w stronę ociosu. Dzięki przegubowemu połączeniu chwytaka z podnośnikiem, zbieranie urobku w nachylonej pozycji chwytaka nie sprawia trudności.

Wydażność ładowarki jest wtedy największa, gdy odchylenie chwytaka od osi zawieszenia jest najmniejsze.

Z tych względów dla ładowania urobku w szybach o średnicy 3,5 do 5,0 m stosuje się jedną ładowarkę, w szybach o średnicy 5,0 do 6,0 m dwie ładowarki, a w szybach o średnicy 6,0 do 7,5 m trzy ładowarki. Ładowarki rozmieszcza się wtedy w przekroju szybu tak, by nie przeszkadzały wyciągowi kubłowemu, a równocześnie obejmowały swoim zasięgiem mniej więcej równe wycinki przy zawieszeniu pośrodku przydzielonego wycinka.

Wydażność ładowarki wzrasta ze zwiększeniem stopnia rozdrobienia urobku. Badania przeprowadzone w ZSRR wykazały, że największą wydażność ładowania osiąga się ładowarką BCz-1 przy ładowaniu urobku o wymiarach do 160 mm. Ilustruje to załączony wykres (rys. 114).

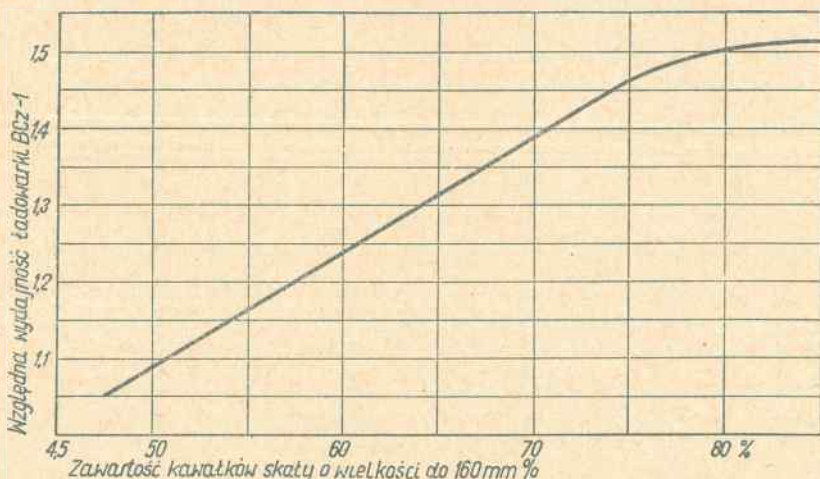
Z tych względów ważną rolę odgrywa umiejętne prowadzenie robót strzelniczych, aby nie zachodziła potrzeba dodatkowego rozbijania brył urobku młotami pneumatycznymi.

Należy stwierdzić, że niewielki przypiływ wody w ilości do 50 l/min wpływa korzystnie na wydażność ładowania, ułatwiając pograżanie się szczęk chwytaka w masie urobku. Mechaniczne ładowanie ułatwia również wykonywanie małego rzapią w szybie na koszt ssawny pompy.

Jeżeli urobek zawiera dużo części ilastych (np. piaskowce rejonu dąbrowskiego lub jaworznickiego), pożądane jest, by przodek szybowy był

przytopiony od 10 do 30 cm, gdyż następuje wtedy obmywanie szczęk ładowarki i urobek nie przykleja się do nich.

Po zakończonym ładowaniu ładowarkę podciąga się o 30 do 40 m w górę i przymocowuje do zbrojenia szybowego lub obudowy. Dla dokonania większych napraw ładowarkę wydaje się na powierzchnię. Smarowanie, uszczelnianie cylindrów przeprowadza na dole obeznany pracownik, wyłączając dopływ powietrza sprężonego.



Rys. 114. Zależność i wydajność ładowarek typu BCz-1 od stopnia rozdrobienia urobku

W krajach zachodnich (Ameryka Południowa, Afryka) i ZSRR stosuje się do ładowania urobku ładowarki z mechanicznym sterowaniem.

Zasada działania tego rodzaju ładowarek polega na tym, iż w szybie na wysokości kilku do kilkunastu metrów od przodku zawieszona jest pierścieniowa rama, po której może się przesuwać wokół ścian szybu zespół ładowarkowy.

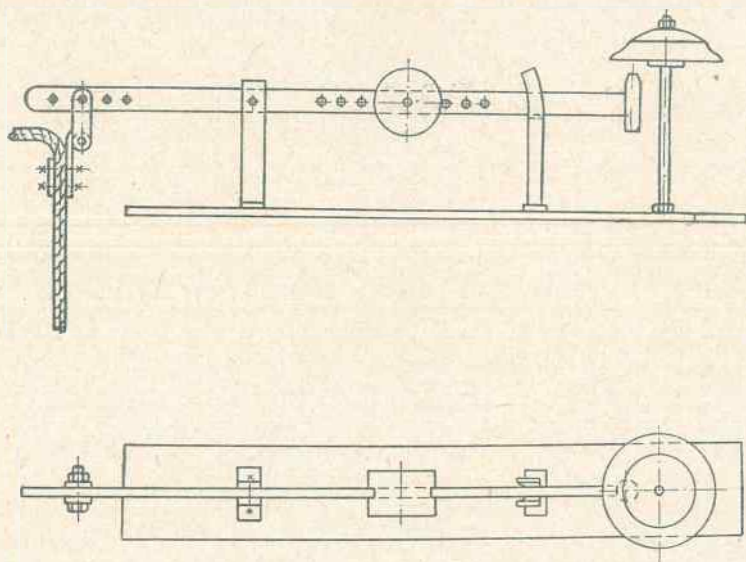
Składa się on (rys. 115) z kabiny operatora, wysięgnika i chwytaka. Znajdujący się w kabinie operator ma możliwość przemieszczenia całego zespołu wzdłuż ociosów szybu, jak również samego chwytaka dzięki ruchomemu wysięgnikowi. Chwytnak zbudowany jest najczęściej jako dwuszczękowy. Sterowanie odbywa się za pomocą dźwigni i lin. Urobek załadowuje się do podstawionych w przodku kubłów, niejednokrotnie bez potrzeby odczepiania kubła (przy jednokońcowych wyciągach). Pojemność chwytaka dochodzi do 1,0 m³. Wydajność ładowania urobku dorównuje zespołowemu ładowaniu 2 do 3 ładowarek chwytakowych z ręcznym wodzidłem.

W ZSRR wypróbowano wiele tego rodzaju urządzeń, jak zespoły PGA-2, PG-SS, KS-2u i inne. Spośród nich praktyczne zastosowanie znalazł zespół ładowarkowy KS-2u.

10. Sygnalizacja i łączność

Dla umożliwienia porozumienia się załogi, znajdującej się na powierzchni z załogą dołową i na odwrót urządza się w szybie sygnalizację akustyczno-młotkową. Młotek sygnałowy (rys. 116) do nadawania sygna-

łów z dołu do góry umieszcza się na nadszybiu, dla nadawania zaś sygnałów z góry w dół — na ramie napinającej. Młotek uruchamia się za pomocą stalowej linki o średnicy 6 do 8 mm. Jeden koniec linki przymocowuje się do dźwigni młotka, a drugi opuszcza się do przodku szybowego.



Rys. 116 Urządzenie sygnalizacyjne młotkowe

Aby umożliwić przedłużanie linki w miarę głębienia szybu, umocowuje się ją zaciskami do dźwigni młotka. Koniec linki znajdujący się na powierzchni naciąga się na bęben małego kołowrotu (ręcznego). Dla przedłużania linki zwalnia się ją z zacisków i odwija odpowiedni odcinek z bębna kołowrotu.

Urządzenie sygnałowe młotkowe związane jest z wyciągiem kubłowym. W przypadku stosowania dwóch wyciągów urządza się dla drugiego oddzielne urządzenie sygnałowe, przy czym stosuje się inną barwę głosu uderzenia młotka lub też zamiast młotka stosuje się świstawkę na powietrze sprężone, uruchamianą za pomocą linki sygnałowej.

W szybie instaluje się linkę rezerwową.

Przez pociąganie zwisającego końca linki sygnałowej powoduje się taką liczbę uderzeń młotka, jaką przewiduje nadawany sygnał.

Stosowane sygnały dzielimy na wykonawcze, porozumiewawcze i tzw. sygnały zlokalizowane. Sygnały wykonawcze są następujące:

- jedno uderzenie — oznacza — „stój”,
- dwa uderzenia — oznacza — „jazda do góry”,
- trzy uderzenia — oznacza — „jazda w dół”

i dotyczą one w zasadzie urządzenia wyciągowego.

Sygnały porozumiewawcze są sygnałami umownymi i dotyczą niektórych wskazówek związanych z jazdą liną, jak również szeregu innych czynności mających miejsce przy głębieniu szybu, na przykład: opuścić pompę, puścić powietrze sprężone, wyłączyć światło itp.

Sygnały zlokalizowane stosuje się do wykonywania specjalnych zadań w szybie.

Przykład stosowanych sygnałów podano w tabl. 79.

Sygnały stosowane w szybie

Sygnały	Wykonanie zadania
<i>Sygnały porozumiewawcze</i>	
1 + 2 razy	powoli do góry
1 + 3 razy	powoli w dół
1 + 1 + 2 razy	bardzo powoli do góry
1 + 1 + 3 razy	bardzo powoli w dół
2 + 2 + 2 razy	pomost wiszący powoli do góry
4 razy	początek lub koniec jazdy liną
4 + 4 razy	samojadący (bez sygnalisty) 30 sek przerwy
5 + 2 razy	rama napinająca w górę
5 + 3 razy	rama napinająca w dół
6 + 1 razy	powietrze sprężone puścić
6 + 2 razy	powietrze sprężone zatrzymać
6 + 4 razy	opuścić materiał budowlany (cegłę, betonity)
6 + 6 razy	zaprawę opuścić
7 + 2 razy	kabel strzelniczy w górę
7 + 3 razy	kabel strzelniczy w dół
9 razy	pion środkowy: + 2 w górę, + 3 w dół
9 + 1 razy	pion I + 2 w górę, + 3 w dół
9 + 2 razy	pion II + 2 w górę, + 3 w dół
10 + 2 razy	ładowarka w górę
10 + 3 razy	ładowarka w dół
11 + 2 razy	pompa w górę
11 + 3 razy	pompa w dół
12 + 1 razy	wentylator wstrzymać
12 + 3 razy	wentylator uruchomić
13 razy	wzywanie dozoru
<i>Sygnały zlokalizowane</i>	
3 + 1 + 1 razy	zatrzymać się w komorze I
3 + 1 + 2 razy	zatrzymać się w komorze II itd.
3 + 2 + 1 razy	zatrzymać się na pomoście bezpieczeństwa I
3 + 2 + 2 razy	zatrzymać się na pomoście bezpieczeństwa II itd.
3 + 3 razy	zatrzymać się w ramie napinającej
3 + 4 razy	zatrzymać się w pomoście wiszącym

Charakterystyka techniczna stosowanych przenośników

Charakterystyka	Typy przenośników				
	L5	L10	L15	L25	TND-32 górnicy
Długość przenośnika, m	5	10	15	25	20 ÷ 80
Szerokość przenośnika, mm	960	830	2000	3000	1560
Wysokość przenośnika, mm	770	900	—	—	860
Szerokość taśmy, mm	500	500	500	500	800
Maksymalna wysokość pod- noszenia, m	2,2	4,0	6,2	10,0	—
Szybkość posuwu taśmy, m/sek.	1,0	0,94	1,3	1,3	1,1 ÷ 1,5
Ciężar przenośnika, t	0,2	0,4	2,4	3,0	—
Moc silnika, kW	1,1	2,2	3,0	4,0	22

Zwiększająca się głębokość szybów, duże postępy głębienia, jak również wzgląd na bezpieczeństwo załogi pracującej na dole stwarzają konieczność instalacji w głębionym szybie prostszego środka porozumiewania się. Służą do tego celu połączenia telefoniczne. Należy jednak stwierdzić, że w atmosferze szybowej (duża wilgotność, a niekiedy gazy) telefony bateryjne nie zdały egzaminu.

Stosowane być mogą tylko telefony bezbateryjne, które nadają się do pracy w atmosferze zawodnionej.

Czynione są również próby wykorzystania przy głębieniu szybów łączności radiowej i telewizyjnej, jednakże te nowoczesne sposoby łączności nie zostały jeszcze dostosowane do ciężkich warunków pracy głębienia szybów.

11. Urządzenia do przygotowania i transportu materiałów wsadowych oraz urobku

Głębienie szybu wymaga przetransportowania na powierzchnię poważnych ilości mas towarowych. Ilość ta zależy przede wszystkim od głębokości i średnicy szybu. Na masy te składają się maszyny i sprzęt do głębienia szybu, urobek z głębionego szybu i materiały wsadowe.

Należyte zorganizowanie transportu zewnętrznego i wewnętrznego przy budowie szybu wpływa wybitnie na postęp głębienia szybu oraz koszty budowy.

Mechanizacja ładowania urobku, automatyczne odmykanie i zamykanie klap wysypu i pomostów, odwóz urobku wywrotkami samochodowymi lub lokomotywkami spalinowymi, podawanie piasku, betonitów oraz zaprawy do kubłów taśmociągami stanowią zespół urządzeń mechanizacyjnych obejmujący dwie zasadnicze operacje głębienia szybów — ładowanie skały oraz wykonywanie obudowy szybu.

Najracjonalniejszy sposób rozwiązania dostawy materiałów wsadowych polega na doprowadzeniu do miejsca budowy szybu bocznicą kolejowej, przez co odpada konieczność przeładowywania materiałów. Materiały wsadowe odstawia się z wagonów na place składowe za pomocą przenośników, skąd przenośnikami podaje się je w miarę potrzeby dalej. Do tych celów używa się przenośniki budowlane oraz górnicze.

W tabl. 80 podano charakterystykę stosowanych przenośników.

Zaprawę oraz beton do obudowy szybu przygotowuje się w betoniarkach. Stosuje się obecnie coraz częściej betoniarki przeciwbieżne, które w użyciu okazały się praktyczniejsze.

W celu przyspieszenia dostawy zaprawy lub betonu do szybu, w wieży szybowej lub szopie przyszybowej wykonuje się na rusztowaniu zbiornik pojemności 1,0 do 2,0 m³, w którym gromadzi się przygotowaną zaprawę lub beton, a następnie całą zawartość wysypuje się do podstawionego kubła przez klapę zrobioną w dnie zbiornika. Charakterystykę betoniarek stosowanych w budownictwie szybowym podano w tabl. 81.

Niekiedy do przygotowania zaprawy stosowane bywają mieszarki korytowe. Charakterystykę ich podano w tabl. 82.

Odwóz urobku wykonuje się bądź to wywrotkami wąskotorowymi, bądź wywrotkami samochodowymi. Ten drugi sposób odwozu urobku jest bardziej ekonomiczny od odwozu wywrotkami wąskotorowymi. Liczba potrzebnej obsługi zmniejsza się o 2/3 w stosunku do przewozu szynowego. Utrzymanie dróg i zwalów dla wywozów samochodowych jest łatwiejsze

Charakterystyka techniczna betoniarek

Charakterystyka	Typ betoniarek			
	wolnospadowa			przeciw- beżna
Pojemność bębna, l	150	250	400	500
Ciężar betoniarki, t	0,85	1,80	2,10	3,5
Moc silnika, kW	1,5	4,0	5,5	11
Długość betoniarki, m	2,25	2,50	2,85	3,05
Szerokość, m	1,27	3,40	3,55	2,2
Wysokość, m	2,0	2,65	2,76	1,75
Czas mieszania zarobu, min.	4	2	2	
Wydajność, m ³ /godz	2,25	4,0	10,0	10,0

niż dla przewozu szynowego. Zarówno przy przewozie samochodowym, jak i szynowym pożądane jest urządzenie wysypu w wieży w połączeniu ze zbiornikiem o pojemności 3 do 4 kublów. Stwarza to możliwość wyrów-

Tablica 82

Charakterystyka techniczna mieszarek korytowych

Pojemność koryta, l	270
Ciężar mieszarki, t	0,65
Moc silnika, kW	2,0
Długość mieszarki, m	2,80
Wydajność mieszarki, m	2,07
Długość koryta, m	2,00
Czas mieszania zarobu, min	3
Wydajność, m ³ /godz	5 ÷ 6

niania nierównomiernego podstawiania środków transportu urobku bez konieczności zatrzymywania ciągnięcia urobku. Zbiornik ten jest w szczególności potrzebny przy przewozie urobku samochodami.

Do przewozu urobku stosuje się w Polsce wywrotki samochodowe typu Star o nośności 3,5 T i pojemności skrzyni 2,5 m³. Za granicą stosowane są wywrotki o nośności 8 T i pojemności skrzyni 4 m³.

Przewóz samochodami daje dużą swobodę w zużytkowaniu urobku, który może być stosowany do zasypywania nierówności terenu, sypania nasypów nawet w odległości kilku kilometrów od miejsca głębienia szybu. Krzyżowanie się trasy odwozu urobku z trasami publicznej komunikacji (drogi, koleje) nie stwarza tylu niebezpiecznych momentów, ile przewóz szynowy.

Przewóz urobku szynowymi środkami lokomocji podzielić można na przewóz ręczny i przewóz mechaniczny. Przewóz mechaniczny (odstawa mechaniczna) może być wykonany za pomocą kołowrotu lub też lokomotywkami spalinowymi.

Ręczną odstawę urobku stosuje się obecnie przy głębieniu szybów bardzo rzadko. Znajduje ona uzasadnienie w tym przypadku, jeżeli trasa odwozu urobku utrzymuje się w granicach do 200 m oraz gdy wysokość skarpy sypanego zwału jest znaczna (np. zasypywanie głębokiej doliny w pobliżu szybu) lub też wymagane jest częste przekładanie torów (np. plantowanie terenu przyszybowego).

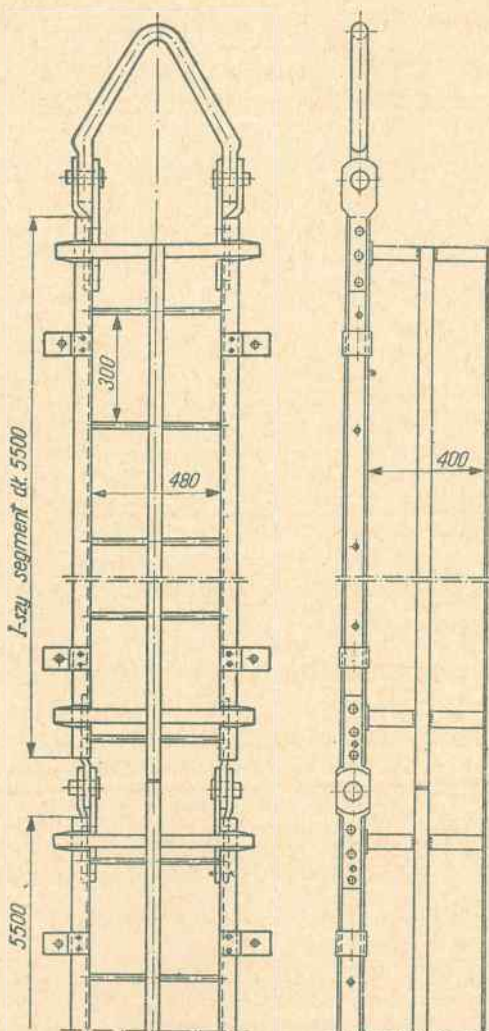
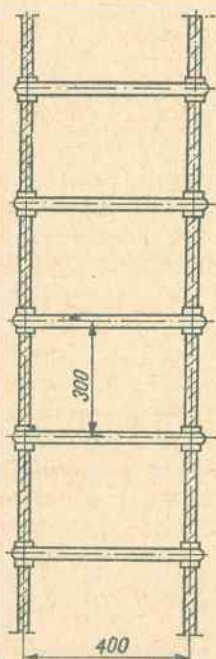
szych większej mocy, stosuje się dla manewrowania wozami lokomotywkami lżejszego typu.

Charakterystykę stosowanych lokomotywek typu WLS-40 przedstawia tabl. 85.

Dla wyładunku ciężkiego sprzętu i materiałów urządza się na placu przyszybowym rampy i kozły wyładownicze. Dla wyładowania ciężkich elementów obudowy szybowej, np. tubingi żelbetowe i stalowe, stosuje się również żurawie ruchome lub suwnice.

12. Wyciągi awaryjne

Zjazd i wyjazd ludzi z głębionego szybu odbywa się w kubłach. Za rezerwowe wyjście w przypadku awarii urządzenia wyciągowego służy przedział drabinowy, który najczęściej prowadzi się równoległe z głębie-



Rys. 117 (z lewej). Stalowa drabina wisząca. Rys. 118 (z prawej). Wyciąg awaryjny

Charakterystyczne dane węży gumowych stosowanych przy głębieniu szybu

Wyszczególnienie	Wytrzymałość na ciśnienie łobocze atn	Ciężar 1 m węża w kg przy uwzględnieniu wewnętrznej średnicy węża w mm											
		16	19	25	32	38	44	51	58	64	70	76	
Węże gumowe z przekładkami i spiralą zewnętrzną		<i>średnica</i>											
		16	19	25	32	38	44	51	58	64	70	76	
do zimnej wody	5	<i>ciężar</i>											
	8	0,579 0,784	0,750 0,902	0,888 1,297	1,320 1,835	1,519 2,312	1,758 2,842	1,936 3,095	2,363 3,773	3,100 6,500	4,300 —	4,800 —	
Węże gumowe ssawno-spiralne do wody		19	25	32	38	45	51	60	70	76	80	102	
		<i>ciężar</i>											
Węże gumowe z przekładkami ciśnieniowymi		1,054	1,273	1,547	1,975	2,220	2,452	2,87	3,291	3,880	4,299	5,000	
		<i>średnica</i>											
do zimnej wody	5	13	16	19	25	32	38	45	51	60	63	—	
	8	0,321 0,365	0,369 0,560	0,425 0,658	0,608 0,998	0,825 0,362	0,956 1,710	1,110 2,136	1,379 2,504	1,729 3,079	— —	— —	
do powietrza sprężonego		<i>ciężar</i>											

niem szybu. Ostatni pomost spoczynkowy przedziału drabinowego oddalony jest od czoła przodku szybowego o 15 do 40 m.

Dla połączenia czoła przodku szybowego ze stałym przedziałem drabinowym zakłada się drabinę wiszącą (rys. 117) wykonaną ze stalowych lin ϕ 20 mm oraz szczebli stalowych ϕ 20 mm. Część zwiniętej drabiny umieszcza się na ostatnim pomoście spoczynkowym przedziału drabinowego i opuszcza się w miarę oddalania się czoła przodku.

W przypadku gdy nie prowadzi się równolegle z głębieniem szybu zbrojenia szybowego i nie ma możliwości wykonania w szybie stałego przedziału drabinowego, instaluje się urządzenie zwane wyciągiem awaryjnym, zezwalające na wydobycie załogi dołowej w przypadku awarii urządzenia wyciągowego. Wyciąg awaryjny (rys. 118) jest to zespół 2 do 3 drabin stalowych przyczepionych do liny wyciągowej. Lina ta zamocowana jest do ręcznego kołowrotu umieszczonego na nadszymbiu. Wyciąg awaryjny wyposaża się w bariery ochronne, zabezpieczające ludzi przed spadnięciem oraz w liny prowadnicze. Prędkość podnoszenia drabiny nie może przekraczać 0,5 m/sek. W szybach gazowych, jak również w szybach głębokich (ponad 500 m) kołowrót, niezależnie od napędu ręcznego, wyposaża się w napęd spalinowy lub pneumatyczny. Jako zabezpieczenie w przypadku braku energii elektrycznej stosuje się przeważnie sprężarkę z napędem spalinowym.

13. Sprzęt osobisty i odzież ochronna oraz wyposażenie drużyn

Każdego z pracowników dołowych oraz poszczególne drużyny wyposaża się w sprzęt osobisty oraz sprzęt do wspólnego użytkowania dla wykonywania określonych zadań. Na wyposażenie osobiste składają się: lampa akumulatorowa lub karbidowa, pas bezpieczeństwa z linką przedłużającą, okulary ochronne i pochłaniacz ucieczkowy (w szybach połączonych z kopalnią). Wyposażenie drużyny: poziomnica, pion, komplet kluczy, łopaty, młotki murarskie, siekiery, piła i miarka metrowa, wiertarki pneumatyczne, młotki pneumatyczne, węże gumowe. Dane dotyczące używanych przy głębieniu szybów węży zawiera tabl. 86.

Górnik szybowy, pracujący w warunkach ustawicznego dopływu wody, musi być należycie zabezpieczony odzieżą ochronną przed jej szkodliwym działaniem. Na odzież ochronną składają się: buty gumowe do kolan, hełm, ubranie nieprzemakalne (spodnie i bluza), kaptur oraz rękawice gumowe. Szczególnie ważną rolę odgrywa właściwe ubranie ochronne. Powinno ono zabezpieczać górnika przed przemoczeniem, a równocześnie powinno być lekkie i niekrępujące jego ruchów. Materiał ubrania powinien być odporny na agresywne działanie wód oraz na niszczenie w czasie pracy wskutek wycierania i zginania.

Należy zaznaczyć, że nieprawidłowy ubiór albo zła jakość odzieży roboczej są przyczyną licznych schorzeń, które wskutek odnawiania się prowadzą do wyniszczenia zdrowia górników. Do schorzeń tych należą w szczególności schorzenia reumatyczne, egzema, owrzodzenia, przeziębienia i inne choroby powstałe na tle przeziębienia.

ROZDZIAŁ VI URABIANIE SKAŁ

1. Sposoby wykonywania wyłomu i obudowy

Biorąc pod uwagę własności skał, rozróżniać można szyby, których:

- głębienie odbywa się w skałach zwięzłych, wymagających stosowania robót strzelniczych,
- głębienie odbywa się w skałach miękkich, zezwalających na ich urabianie i wybieranie narzędziami lub urządzeniami mechanicznymi.

W czasie głębienia szybu rozróżnia się trzy zasadnicze operacje:

- urabianie i wybieranie skały,
- wykonywanie obudowy ostatecznej,
- zbrojenie szybu.

Rozłożenie w czasie wymienionych operacji może być różne, gdyż:

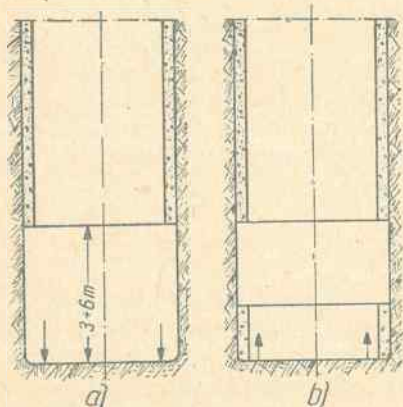
- można głębić szyb odcinkami (zabierkami), przy czym roboty urabiania i wybierania skały oraz wznoszenie ostatecznej obudowy mogą odbywać się w danym odcinku w różnym, kolejno po sobie następującym czasie; sposób ten nosi nazwę szeregowego;
- można głębić szyb przy równoczesnym urabianiu, ładowaniu skały oraz wykonywaniu obudowy ostatecznej w tym samym odcinku; sposób ten różni się od poprzedniego tym, że urabianie skały i wykonywanie obudowy tego samego odcinka (zabierki) odbywają się w tym samym czasie;
- można głębić szyb przy równoczesnym urabianiu, ładowaniu skały i wykonywaniu obudowy ostatecznej, lecz w różnych odcinkach szybu; sposób ten nosi nazwę równoległego;
- można głębić szyb z zastosowaniem pomocniczych otworów wiertniczych.

Zbrojenie szybu może być prowadzone równocześnie z wykonywaniem obudowy ostatecznej, kolejno, w pewnym odstępie od przodku szybowego lub po ukończeniu całości głębienia szybu.

Szeregowy sposób głębienia szybu

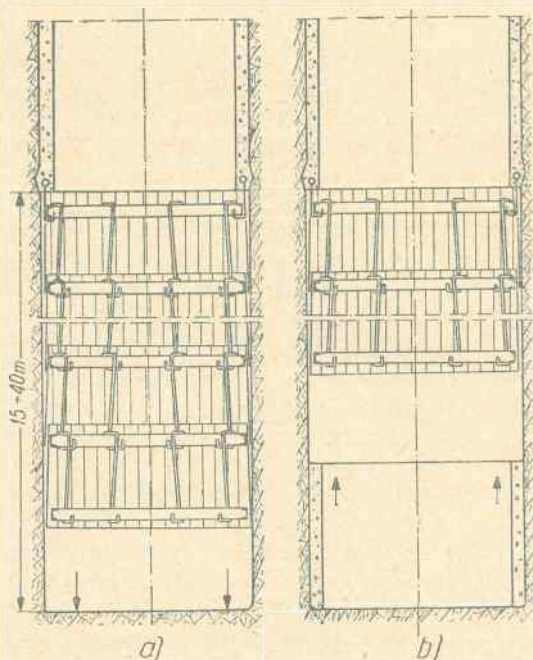
Bywa on najczęściej stosowany w praktyce. Głębienie szybu prowadzi się stopniowo, odcinkami. Stosuje się dwojakiego rodzaju odcinki: krótkie, długości 3 do 6 m, nie wymagające obudowy tymczasowej oraz odcinki długie do 40 m z obudową tymczasową. W związku z powyższym szeregowy sposób głębienia szybu można podzielić dodatkowo na szeregowy sposób głębienia krótkimi odcinkami (zabierkami) i szeregowy sposób głębie-

nia szybu długimi odcinkami. W sposobie szeregowym w każdym odcinku, poczynając od górnego, prowadzi się wpierw wybieranie skały, a następnie wykonuje się obudowę ostateczną. W czasie wykonywania tej ostatniej czynności, roboty przy urabianiu i ładowaniu ulegają zatrzymaniu. Poszczególne fazy tego sposobu głębienia przedstawiono na rys. 119 dla krótkich odcinków, a na rys. 120 dla długich odcinków.



Rys. 119. Schemat głębienia szybu krótkimi odcinkami

a — urabianie, b — wznoszenie obudowy



Rys. 120. Schemat głębienia szybu długimi odcinkami

a — faza urabiania, b — faza wznoszenia obudowy

W przypadku głębienia szybu krótkimi odcinkami urabia się skałę na odcinku 2 do 6 m, zależnie od wytrzymałości skały. Ociosy szybu nie obudowuje się tymczasowo, lecz jedynie przeprowadza staranną obrywkę.

Po zgłębieniu całego odcinka, przerywa się roboty urabiania i wykonuje się obudowę ostateczną posługując się pomostem wiszącym lub pomostami przekładanymi.

Przy głębieniu szybu długimi odcinkami urabia się skałę na odcinku od 6 do 40 m, zależnie od wytrzymałości skały. Ociosy szybu zabezpiecza się obudową tymczasową. Po zgłębieniu całego odcinka przerywa się roboty przy wybieraniu i wykonuje się obudowę ostateczną posługując się pomostem wiszącym.

Szeregowy sposób głębienia szybu charakteryzuje okresowe zatrzymywanie robót urabiania i ładowania w przodku na czas wzniesienia obudowy ostatecznej.

Ta okresowa zmiana szeregu czynności i wyposażenia powoduje znaczne straty czasu i zmniejszenie wydajności pracy. Występuje to szczególnie wyraźnie przy sposobie krótkich odcinków. Z drugiej strony przy sposobie długich odcinków zachodzi konieczność zakładania i rozbierania obudowy tymczasowej, co również powoduje pewną stratę czasu. Szere-

gowy sposób głębiania może być zalecony przy dostatecznie wytrzymałych skałach, przy niedużym kącie ich zalegania oraz małym dopływie wody w granicach do 100 l/min, nie powodującym naruszania spójności skał. Sposób krótkich zabierek do około 2 m może być zalecany w skałach mniejszej zwięzłości, w skałach bardziej zwięzłych odcinki mogą być przedłużone do 6 m.

Z uwagi na ograniczenie dopływu ze skał gazów oraz wody sposób krótkich zabierek jest lepszy od sposobu długich zabierek, gdzie powierzchnia odkrytej skały, a więc wypływu wody i gazów może być znacznie większa.

Wymienione sposoby głębiania wymagają stosunkowo najmniejszego wyposażenia technicznego. Uzyskany maksymalny postęp głębiania szybu sposobem szeregowym wynosił w roku 1959 w szybie Zbigniew kopalni Bobrek 83 m gotowego szybu. Przeciętnie uzyskuje się postępy w granicach 25 do 40 m.

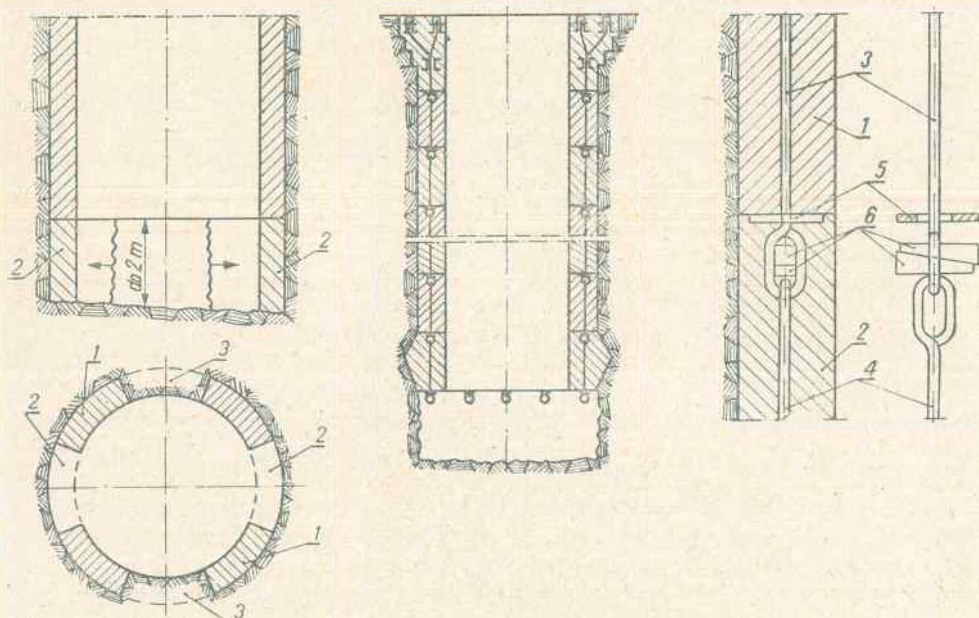
Sposób równoczesnego urabiania i wykonywania obudowy ostatecznej

W polskim budownictwie szybowym sposób ten jest najbardziej rozpowszechniony przy głębianiu szybów metodą zwykłą w sypkich i luźnych skałach nadkładowych. Nosi on nazwę urabiania i obudowywania segmentami. Pewną modyfikację tego sposobu stanowi wybieranie skały i wykonywanie obudowy sposobem spiralnym. Niezależnie od powyższego sposób równoczesnego urabiania i wykonywania obudowy ostatecznej bywa stosowany w tym przypadku, gdy obudowę ostateczną, drzewną lub z elementów stalowych, prowadzi się w kierunku od góry ku dołowi.

We wszystkich trzech przypadkach roboty urabiania i wybierania skały ujęte są organizacyjnie we wspólnym cyklu robót, powtarzającym się nieprzerwanie, aż do ukończenia głębiania szybu do odpowiedniego poziomu, do którego stosowanie tego sposobu głębiania było przewidziane.

W przypadku głębiania i obudowywania szybu segmentami wykonuje się wpięrowanie skały głębokości 1,2 do 2,0 m o średnicy równej światłu szybu. Następnie obwód szybu dzieli się na 4 do 8 segmentów i urabia się skałę w dwu przeciwległych segmentach (rys. 121) na grubość muru. Po wybraniu skały z dwóch segmentów część załogi wykonuje w nich obudowę, część zaś urabia skałę w pozostałych segmentach, usytuowanych w stosunku do poprzednich możliwie pod kątem 90° . Na bocznych ścianach pionowych wymurowanych segmentów pozostawia się zazębienia z cegieł w celu należytego powiązania z sąsiednim segmentem. Głębianie szybu tym sposobem prowadzi się w skałach sypkich i plastycznych, gdy wytrzymałość skał nie jest dostateczna i nie zezwala na wybranie skały na całym obwodzie szybu. Poza tym skały sypkie i plastyczne nie stwarzają dodatkowego oparcia dla obudowy szybowej drogą tarcia jej powierzchni cylindrycznej o ociosy skalne i może dojść do pęknięć poziomych i obsunięcia się całego pierścienia obudowy. Dla uniknięcia tego rodzaju niebezpieczeństwa zagęszcza się rozmieszczenie stóp szybowych, pozostawiając między nimi odstęp 10 do 15 m. W przypadkach występowania skał sypkich, plastycznych i zawilgoconych, gdzie tarcie pomiędzy murem a skałą jest minimalne, stosuje się podwieszanie obudowy ostatecznej na ciągłach (rys. 122). Ciągła ze stali okrągłej o średnicy 25 do

35 mm rozmieszcza się w obudowie murowej szybu w odległościach 1,0 do 1,5 m od siebie. Ilość i średnica cięgier powinny być tak dobrane, by mogły wytrzymywać obciążenie ciężaru obudowy na odcinku pomiędzy jedną stopą a drugą. Poszczególne cięgła mają długość o 10 do 15 cm większą od długości zabierki. Cięgła zakończone są hakami dla połączenia z cięgłami zabudowanymi w wyższym odcinku.



Rys. 121 (z lewej). Głębinie szybu segmentami

1 — segmenty wybrane i zamurwane, 2 — segmenty wybrane, 3 — segmenty niewybrane

Rys. 122 (w środku). Głębinie szybu z obudową podwieszaną

Rys. 123 (z prawej). Sposób usztywnienia połączenia cięgier obudowy podwieszanej
1 — stary odcinek muru, 2 — nowy odcinek muru, 3 — górne cięgło, 4 — dolne cięgło, 5 — blacha węzłowa, 6 — kliny stalowe

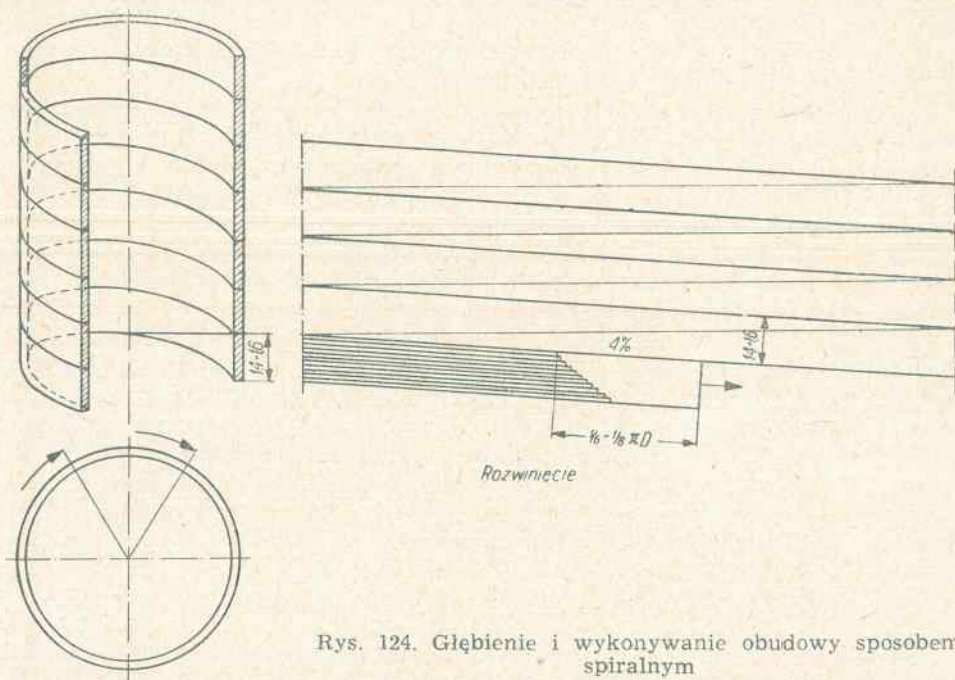
W celu usztywnienia połączenia po założeniu cięgła zakłada się w oko haka klin.

Połączenie tego rodzaju przedstawiono na rys. 123. Niekiedy wykonuje się połączenie śrubowe poszczególnych cięgier. Zapewnia ono większą sztywność aniżeli połączenie hakami.

W celu zwiększenia powierzchni nośnej i włączenia wszystkich cięgier do wspólnej pracy łączy się je w miejscach połączenia haków blachami węzłowymi. W czasie prowadzenia obudowy podwieszanej jest rzeczą ważną, aby cięgła były należycie zalane zaprawą oraz dobrze rozklinowane. W polskim budownictwie szybowym sposoby prowadzenia głębinienia szybu segmentami oraz podwieszania obudowy bywają dość często stosowane w sypkich i plastycznych skałach czwartorzędowego i trzeciorzędowego nadkładu na obszarze Górnośląskiej Niecki Węglowej w rejonie gliwickim i rybnickim. Uzyskiwane postępy miesięczne głębinienia wahają się od dwudziestukilku do trzydziestukilku metrów. Urabia się skałę ręcznie łopatkami lub młotkami pneumatycznymi z zastosowaniem grotów kształtu łopatkowego.

Głębinienie szybu i wykonywanie obudowy *sposobem spiralnym* (śrubo-

wym) stosowane było w skałach sypkich i plastycznych w ostrawsko-karwińskim zagłębiu węglowym. Przebijanie szybu sposobem śrubowym polega na równoczesnym głębieniu (urabianiu i wybieraniu skały) oraz wykonywaniu obudowy. Warstwy cegły albo betonitów (rys. 124) są nachylone do poziomu o około 4^o/. Wysokość zwyżki licząc wzdłuż rozwi-



Rys. 124. Głębienie i wykonywanie obudowy sposobem spiralnym

niętego obwodu wynosi 1,4 do 1,6 m i równa się wysokości murowanej zabierki. Głębienie szybu rozpoczyna się od wyrównania dna szybu na pochyło. Tak np. jeżeli wysokość zabierki ma wynosić 1,4 m, to najwyżej położona część dna szybu w stosunku do niżej położonej, licząc wzdłuż średnicy szybu, różni się o 70 cm. Na tak pochyłym dnie szybu układa się 6 do 8 jednakowej długości segmentów z drewna jednakowej długości. Grubość segmentów wynosi 50 mm, szerokość równa się grubości muru. Następnie wybiera się skalę w świetle szybu na głębokość 1,4 do 1,6 m pozostawiając dno poziomo. Po wykonaniu tej czynności, w miejscu gdzie ostatni nadległy odcinek muru szybowego znajduje się najwyżej, przystępuje się do wybierania skały pod murem. Z chwilą wybrania skały na długość jednego szablonu (2 do 3,5 m po murze obudowy) przystępuje się do murowania tego odcinka, układając pochyło pod spodnią warstwą cegieł lub betonitów nowy szablon. Murowanie wykonuje stale jeden i ten sam zespół. Drugi zespół górników po wybraniu skały w pierwszym odcinku przystępuje do wybierania następnego odcinka. W ten sposób oba zespoły, wybierając skalę i murując, posuwają się po linii spiralnej (śrubowej).

Urabianie skały pośrodku szybu oraz obsługę kubłów i pomp wykonuje trzeci zespół załogi.

Zbrojenie szybu wykonuje się równocześnie z murowaniem. Ponieważ jedna strona muru leży wyżej w stosunku do drugiej, w czasie murowania

wyższej strony pozostawia się gniazdko, a belki zabudowuje się dopiero w czasie wykonywania muru po przeciwnej, niższej stronie. Głębiąc szyb w opisany sposób, podchodzi się z urabianiem pod mur w czasie 20 do 24 godz od czasu jego wykonania. Z tych względów dla zapewnienia należytej wytrzymałości stosuje się środki przyspieszające wiązanie zaprawy. Obudowę wykonuje się tym sposobem zarówno z koszulką betonową, jak i bez.

Przedstawiony sposób zapewnia postępy głębenia gotowego szybu w granicach 20 do 30 m w ciągu miesiąca.

Przy tym sposobie głębenia ociosy szybu nie są nigdy odsłonięte na większej długości jak 2 do 3,5 m. Zapewnia to nie tylko większą stateczność ociosów, lecz również uniemożliwia nawilgocenie skały i jej pęcznienie. Obudowa szybowa spoczywa stale na skałe na długości 5/6 do 7/8 całego obwodu, co uniemożliwia pękanie jej.

Sposób *równoczesnego głębenia i prowadzenia obudowy z góry w dół* bywa stosowany przy zakładaniu podwieszanej obudowy drzewnej lub czasem przy obudowie szybu metalowymi segmentami.

Skałę urabia się na głębokość odpowiadającą odległości między dwoma sąsiednimi wieńcami obudowy drzewnej lub między ramami obudowy metalowej. W ślad za wybieraniem skały zakłada się obudowę, po czym cykl robót powtarza się od początku. W przypadku dostatecznej wytrzymałości skał i urabianiu jej przy użyciu materiałów wybuchowych, obudowę podwieszaną prowadzi się w pewnej odległości od przodku w celu uniknięcia jej niszczenia w czasie strzelania. Ten sposób obudowy nie wymaga zakładania obudowy tymczasowej.

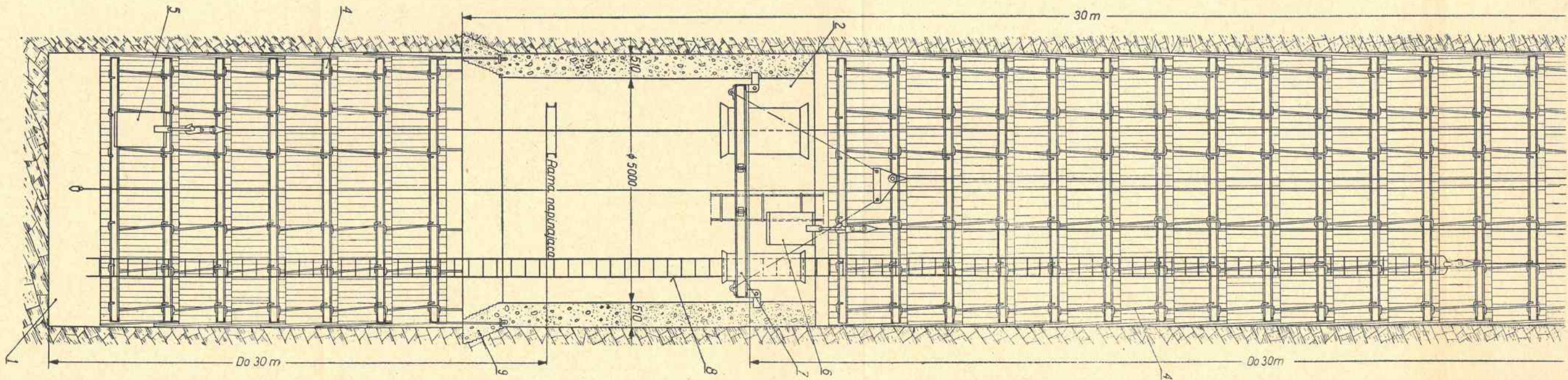
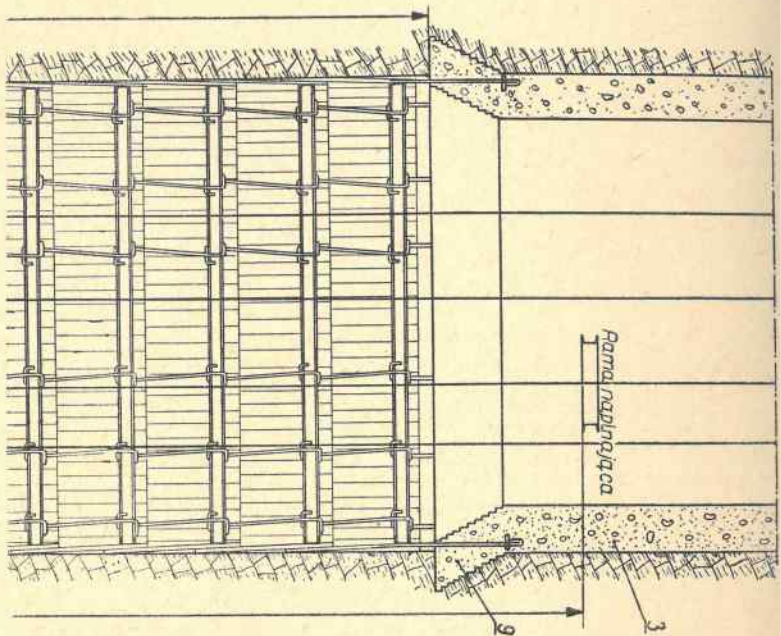
Przebijanie szybu sposobem równoległym

Głębenie szybu tym sposobem prowadzi się przy średnicy powyżej 6,0 m oraz głębokości przekraczającej 400 m. Dwie podstawowe operacje głębenia szybu, urabianie oraz wznoszenie obudowy ostatecznej, prowadzi się nie kolejno po sobie, lecz równocześnie na różnych odcinkach szybu, przy czym obudowę ostateczną wznosi się w odległości jednego odcinka wybierania nad dnem szybu.

Przebieg poszczególnych operacji w jednym cyklu jest następujący: przodek szybowy głębi się 12 do 15 m poniżej miejsca, gdzie ma być założona stopa szybowa. Następnie wykonuje się stopę szybową z pomostu wiszącego, opuszczonego do poziomu posadowienia stopy. Na okres wykonywania i stwardnienia stopy roboty w przodku poniżej pomostu wiszącego przerywa się. Po stwardnięciu stopy wykonuje się z pomostu obudowę szybu w górnym, poprzecznie zgłębianym odcinku. Pod pomostem druga część załogi wykonuje głębenie szybu, zabezpieczając ociosy obudową tymczasową (rys. 125).

Organizacja pracy przy tego rodzaju głębeniu przewiduje, że prace przy głębeniu dolnego odcinka szybu powinny być ukończone równocześnie z zakończeniem wykonywania obudowy ostatecznej w górnej części szybu. Starannie przestrzegane cykle pracy zapewniają bezpośrednio przechodzenie załogi murarskiej oraz urabiającej skałę z jednego odcinka do drugiego.

Zwykle postęp wykonywania obudowy jest większy niż postęp głębenia szybu (2- do 4-krotnie). Dla uzyskania równoczesnego kończenia obu robót prace przy obudowie wykonuje się odpowiednio mniejszą załogą aniżeli urabianie. Głębenie szybu tym sposobem może być prowa-



Rys. 125. Głębiecie szybu sposobem równoległym

- 1 — przodek szybowy w plebieniu, 2 — przodek szybowy przy wzrosczeniu obudowy osiatecznej,
 3 — obudowa osiateczna poprzedniego odcinka, 4 — obudowa tymczasowa, 5 — wyciąg dla urobku,
 6 — wyciąg dla materiałów budowlanych, 7 — pomost wiszący, 8 — wyciąg awaryjny, 9 — stopa
 obudowy osiatecznej

dzzone bez zbrojenia ostatecznego, które wykonuje się zaraz po ukończeniu głębenia szybu lub z równoczesnym zbrojeniem szybu w czasie głębenia. W tym przypadku zbrojenie wykonuje się odcinkami długości do 15 m z opóźnieniem wynoszącym około 15 m w stosunku do wznoszonej obudowy ostatecznej szybu.

W pierwszym przypadku wyposażenie do głębenia, lutnie, rurociągi, kable zawieszają się na linach. W drugim przypadku wyposażenie można zawieszać na zbrojeniu szybowym.

Na całość głębenia szybu sposobem równoległym składa się szereg czynności wykonywanych równocześnie (równolegle), bądź też następujących po sobie. Do czynności tych należy zaliczyć:

- czynności pomocnicze na powierzchni łącznie z przewozem urobku i materiałów wsadowych,
- transport szystem ludźmi i materiałów,
- wiercenie otworów strzałowych wraz z ich ładowaniem i odpalaniem,
- przewietrzanie,
- wykonywanie obudowy tymczasowej,
- ładowanie urobku do kublów,
- wykonywanie obudowy stałej,
- odwadnianie szybu,
- zbrojenie szybu,
- dodatkowe wyposażenie w kable, rury itp.

Warunkami osiągnięcia pozytywnych rezultatów w metodzie równoległej są odpowiednie warunki geologiczne (dostatecznie wytrzymałe skały, bez zaburzeń geologicznych) oraz dopływ wody w granicach 100 do 200 l/min.

Równoległy sposób głębenia wymaga dużej ilości maszyn i urządzeń, których własności techniczne muszą być wzajemnie powiązane. Ciężkie warunki hydrogeologiczne i techniczne stanowią istotną przeszkodę w stosowaniu równoległego sposobu głębenia w Polsce.

Przebijanie szybu z zastosowaniem pomocniczych otworów wiertniczych

Postęp w wierceniach wielkośrednicowych skłania do wykorzystania tych urządzeń do głębenia szybów.

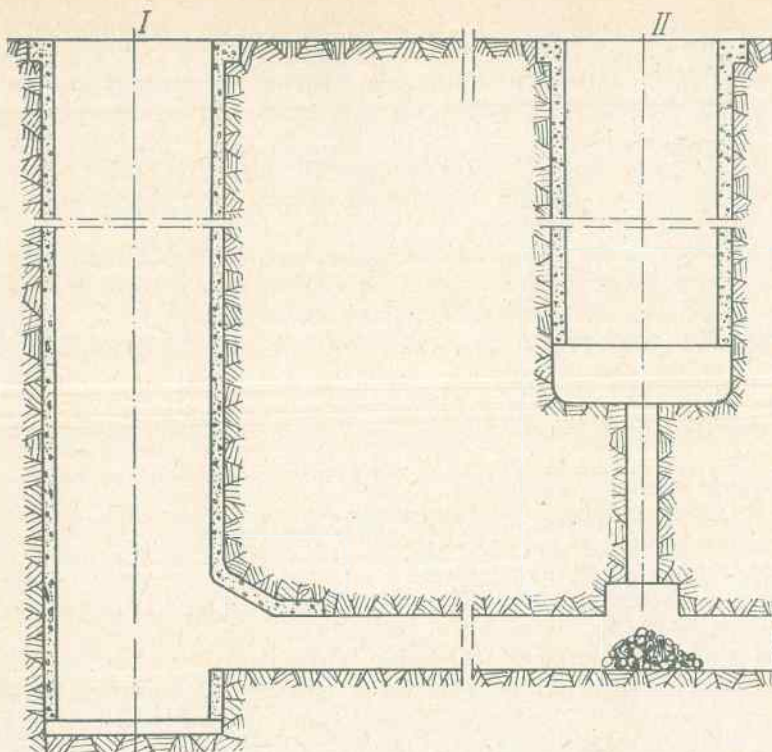
Pomocnicze otwory wielkośrednicowe stosowane są przy głębeniu szybów dwoma sposobami.

Sposób pierwszy polega na współdziałaniu dwóch blisko siebie położonych szybów (szyby bliźniacze).

Szyb I zgłębia się zwykłym sposobem (rys. 126).

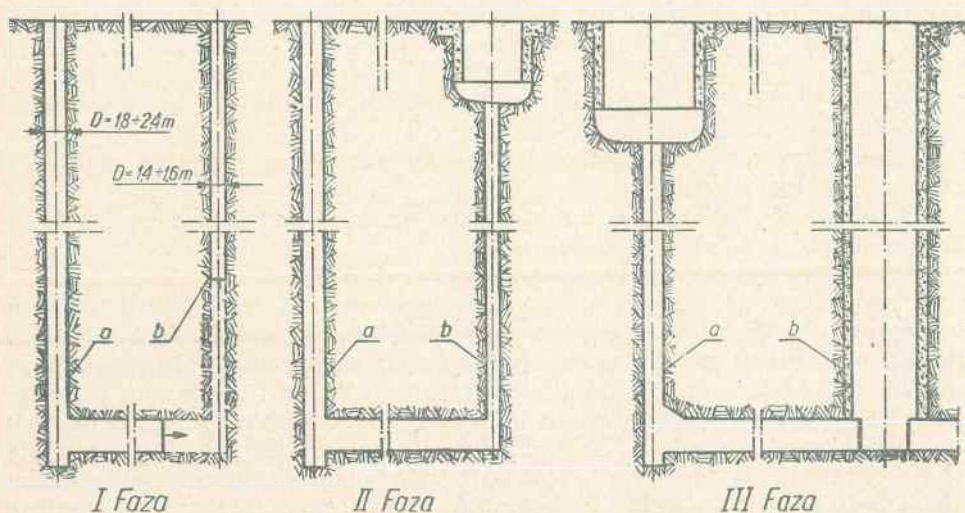
Przebijanie drugiego szybu rozpoczyna się od wykonania otworu o średnicy 0,3 do 0,5 m w środku zaprojektowanego szybu. Równocześnie spod wykonanego już zwykłym sposobem szybu prowadzi się przekop do przebiccia z odwiertem. Z chwilą odwiercenia otworu i uzyskania połączenia przekopem z pierwszym szystem przystępuje się do poszerzania otworu do normalnych wymiarów szybu posuwając się z góry w dół. Urabianą skałę opuszcza się otworem w dół do przekopu łączącego oba szyby. Tam skałę ładuje się do wozów, a następnie wydaje szystem I już zgłębionym na powierzchnię.

Drugim sposobem oba szyby przebijają się przy wykorzystaniu pomocni-



Rys. 126. Głębianie szybu za pomocą otworu dużej średnicy w szybie pomocniczym

I — szyb główny, *II* — szyb pomocniczy



Rys. 127. Głębianie szybów z zastosowaniem otworów dużej średnicy w obu szybach
a — szyb główny, *b* — szyb pomocniczy

czych otworów. Wskazana na rys. 127 kolejność robót polega na wywierceniu otworu o średnicy 1,8 do 2,4 m w środku zaprojektowanego szybu głównego. Spod tego odwiertu prowadzi się na poziomie podszybia przekop poziomy do miejsca przebicia się z otworem o średnicy 1,4 do 1,6 m, wierconym w środku drugiego szybu. Po wykonaniu połączenia na poziomie podszybia pod odwiertem szybu pomocniczego urządza się zbiornik (komorę). Z kolei przystępuje się do rozszerzania szybu pomocniczego w kierunku od góry ku dołowi.

Skalę urobioną w czasie tych robót opuszcza się przez odwiert do zbiornika, skąd ładuje się ją do wozów i wydobywa na powierzchnię wyciągiem urządzonym w odwiercie szybu głównego. Z chwilą zakończenia rozszerzania szybu pomocniczego, urządza się w nim wyciąg i przystępuje do rozszerzania szybu głównego. Skalę urobioną przy rozszerzaniu tego szybu odstawia się w wozach do szybu pomocniczego i urządzonym w nim wyciągiem wydobywa na powierzchnię.

2. Ręczne urabianie i ładowanie skały

Ręczne urabianie skał w głębionych szybach stosowane bywa w skałach sypkich, plastycznych i luźnych, gdzie nie istnieją warunki dla racjonalnego prowadzenia robót strzelniczych.

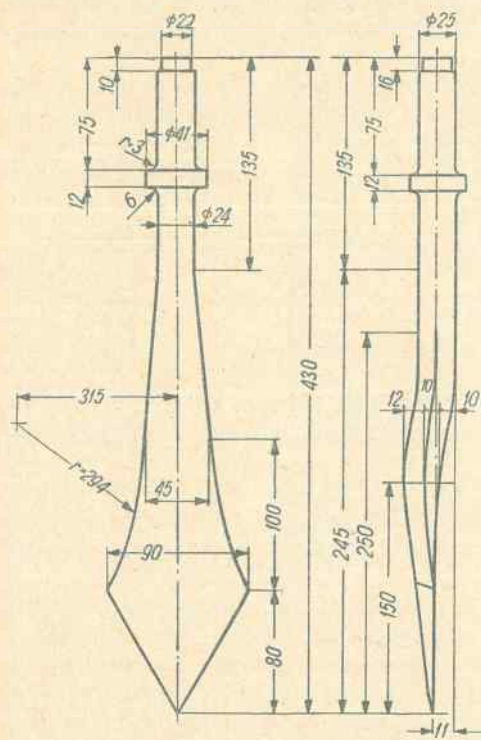
Przypadki takie zachodzą przy głębieniu szybów dla kopalń węgla w warstwach nadkładu, utworach czwartorzędowych i trzeciorzędowych. Również skały karbońskie (miękkie węgle i łupki) urabia się niekiedy ręcznie.

W górnych warstwach nadkładowych, gdzie piaski, gliny i ily nie wykazują dużej zwięzłości, urabianie skały za pomocą rydli jest opłacalne. Stwierdzić jednak należy, że ten sposób urabiania nie jest najłatwiejszy z uwagi na małą spoistość skał, co powoduje osuwanie się ociosów. Zwykle pracę urabiania w przodku organizuje się tak, że w pierw wybiera się skalę pośrodku szybu na głębokość rydla (0,3 do 0,5 m), następnie posuwa się ekscentrycznie od środka ku ociosom szybu. Przy zwiezłych przerościach stosuje się niekiedy kilofy jednostronne. Po wybraniu skały w świetle szybu na głębokość 1,20 do 1,50 m przystępuje się do wybierania skały pod murem. W zależności od przyjętego sposobu urabiania, skalę urabia się bądź to segmentami, bądź też wybiera się ją na całym obwodzie pod murem.

Obecnie ręczne urabianie skały za pomocą rydli zastępuje się urabianiem przy użyciu młotków pneumatycznych zaopatrzonych w groty łopatkowe lub spiczaste (patrz rys. 107 i 108). Zazwyczaj do urabiania skały w dnie szybu stosuje się młotki ciężkie, a do wyrównywania ociosów młotki lżejszych typów. Charakterystykę stosowanych młotków pneumatycznych podano w rozdziale V.

Urabianie ciężkimi młotkami pneumatycznymi jest pożądane w przypadku bardziej zwiezłych skał. Natomiast dla skał średniej twardości, tzn. dla skał z trudnością urabianych ręcznymi narzędziami, konieczne jest zastosowanie lżejszych młotków pneumatycznych o mniejszej sile udaru, gdyż przy młotkach ciężkich z powodu dużej siły udaru grot zbyt szybko zagłębia się w skalę. Zastosowanie w miejsce grotów spiczastych grotów łopatkowych (wąskich i szerokich) zwiększa efekty urabiania i zmniejsza zaklinowywanie się grotów. Obserwacja urabiania skały wykazuje, że przy urabianiu skały z góry w dół w zarysie światła szybu

urabianie nie następuje trudności i wydajność pracy jest dobra. Jednakże z chwilą przejścia do urabiania skały pod murem — wydajność zaczyna spadać. Za jedną z przyczyn zmniejszenia się wydajności należy uważać zmianę dotychczasowego systemu pracy młotkami. Młotek nie jest już opierany jak poprzednio na skale, lecz podnoszony do góry i trzymany



Rys. 128. Groty łopatkowe ukośne

w pozycji ukośnej do czoła urabianej ściany skalnej. Trzymany ukośnie grot wbija się również ukośnie głęboko w skałę, przy czym niejednokrotnie ciężko jest tak wbitym grotem oderwać od calizny odłamek skały. Praca będzie wydawniejsza w przypadku zastosowania ukośnych grotów łopatkowych (rys. 128). Praca nimi jest lepsza, gdyż nie zagłębiają się one tak ukośnie w skałę, jak grotu proste. Urabianie tego rodzaju grotami jest mniej męczące, ponieważ młotek może być trzymany w pozycji zbliżonej do pionowej, co jest wygodniejsze

Poważne utrudnienie przy głębieniu szybu w skałach gliniastych i ilastych stanowi dopływ wody. Spływająca na dno szybu woda oprócz pęcznienia ilów powoduje powstawanie błota, które oblepia zarówno narzędzia, jak i kubel, utrudniając wysypywanie skały.

Za prawidłową organizację pracy należy przyjąć podział załogi na urabiających i ładujących.

W przypadku miękkiej skały stosunek urabiających do ładujących powinien wynosić 1 : 2, przy średnich 1 : 1, a przy bardziej zwiezłych 2 : 1.

Prawidłowo zorganizowane urabianie młotkami pneumatycznymi daje dobre efekty. Zapewnia pracę bez przerw. Średnie postępy głębienia szybów wynoszą w tych przypadkach 25 do 30 m/miesiąc, szczytowe 50 do 60 m/miesiąc.

3. Roboty strzelnicze

Uwagi ogólne

Głębienie szybów zwykłym sposobem w skałach zwiezłych związane jest nieodłącznie z urabianiem skał za pomocą materiału wybuchowego. Postęp robót przy głębieniu szybu jest zależny w dużym stopniu od prawidłowego prowadzenia robót strzelniczych w szybie. Prawidłowość tych robót zależy od szeregu czynników. Jednym z nich jest takie prowadzenie robót strzelniczych, by uzyskany poprzeczny przekrój szybu był zgodny z przekrojem przewidzianym w projekcie. Zmniejszone przez nieodpowiednio prowadzone roboty strzelnicze wymiary poprzeczne szybu w wy-

łomie mogą doprowadzić do zmniejszenia grubości obudowy lub przy zgodnym z projektem wykonaniem budowy zachodzi konieczność dodatkowego urabiania ociosów.

Przekrój szybu wykonany z nadmiarem w wyniku nieprawidłowo prowadzonych robót strzelniczych wymaga zwiększenia grubości obudowy, co pociąga nieplanowany rozchód robocizny i materiałów, zmniejszając jednocześnie postęp budowy szybu.

Odpowiednie rozdrobnienie skały ma wpływ na ułatwienie ładowania, decydując tym samym o postępie głębienia szybu. Powierzchnia dna szybu po wybraniu urobku powinna być możliwie równa, gdyż ułatwia to ładowanie, oczyszczanie dna szybu i prawidłowe założenie otworów strzałowych. To samo dotyczy ociosów, które nie powinny mieć zwisów, szczelin i wyrw. Wykorzystanie otworów powinno być możliwie największe, by uniknąć strat powodowanych dodatkowymi wierceniami i zużyciem materiału wybuchowego.

Materiały wybuchowe i środki zapalcze

Rodzaj stosowanego przy głębieniu szybów materiału wybuchowego zależy od warunków, w jakich odbywa się głębienie szybu. Na warunki te składają się przede wszystkim rodzaj skały, dopływ wody, występowanie gazów wybuchowych oraz pyłu węglowego.

Zakres stosowania poszczególnych materiałów wybuchowych, dopuszczonych do użycia w określonych warunkach, przedstawiono w tabl. 87.

Tablica 87

Zakres stosowania materiałów wybuchowych przy głębieniu szybów

Rodzaj materiału wybuchowego	Określenie stosowalności
<i>MW skalne</i>	
a. Nitroglicerynowe Dynamit 1G (trudno zamarzalny) Dynamit 5G1 (trudno zamarzalny) Dynamit 5G2 (trudno zamarzalny)	do głębienia szybów w kamieniu bez zagrożenia gazowego i pyłowego przy dopływie wody
b. Amonowo-saetrzane Amonit 2 Amonit 5	do głębienia szybów w kamieniu bez zagrożenia gazowego i pyłowego oraz bez dopływu wody
<i>MW węglowe</i>	
Karbonit D1 Karbonit D2	do głębienia szybów w węglu bez zagrożenia gazowego i pyłowego oraz bez dopływu wody
<i>MW powietrzne</i>	
a. Nitroglicerynowe Barbaryt AG1 (trudno zamarzalny) Barbaryt AG2 (trudno zamarzalny)	do głębienia szybów w kamieniu w warunkach zagrożenia gazowego
b. Amonowo-saetrzane Metanit D2G (zawiera nitroglikol)	do głębienia szybów w pokładach węgla w warunkach zagrożenia gazowego i pyłowego

Jako środki zapalcze stosuje się w szybach bez zagrożenia gazowego i pyłowego zapalniki żarowe, ostre, zwłoczne z opóźnieniem o 1, 2, 3, 4, 5 sek, jak również zapalniki ostre milisekundowe. W warunkach zagrożenia gazowego zalecane jest stosowanie zapalników zwłocznych milise-

kundowych, powietrznych. W przypadku występowania prądów błędzących stosuje się niekiedy zapalniki iskrowe specjalnego rodzaju.

Używanie w szybach lontów albo innego rodzaju środków zapalczyczych jest wzbronione. Również nie wolno stosować innych materiałów wybuchowych, aniżeli tych, które wymieniono w tabl. 87.

Dla zachowania bezpiecznego prowadzenia robót stosuje się materiały wybuchowe trudnozamarzalne.

Wpływ własności technicznych materiałów wybuchowych na efekty strzelania jest znaczny.

Wykaz tych własności dla materiałów wybuchowych skalnych podano w tabl. 88.

Tablica 88

Własności techniczne niektórych materiałów wybuchowych skalnych

Charakterystyka	Nazwa materiału wybuchowego						
	Dynamit 1G	Dynamit 5G1	Amonit 2	Amonit 5	Amonit 0	Trotyl	Trotyl
Skład chemiczny (jakościowy)							
saletra amonowa	+	+	+	+	+		
saletra sodowa	+	+	—	—	—		
nitrogliceryna	+ 47 %	+ 17,2 %	—	—	—		
nitroglikol	16 %	+ 4,8 %	—	—	—		
trotyl	+	+	+	+	+		
maczka drzewna	+	+	+	—	—		
bawełna kolodionowa	+	+	—	—	—		
glin (aluminium)	—	—	—	7,5 %	—		
Temperatura zamarzania materiału wybuchowego	co najmniej minus 30 °C		nie zamarzają, ponieważ nie zawierają nitrogliceryny ani nitroglikolu;				
Wydęcie bloku Trauzla (wg normy), cm ³	360 ÷ 400	320 ÷ 360	315 ÷ 343	375 ÷ 415	500 ÷ 35	260 ÷ 310	345 ÷ 330
Szybkość detonacji, m/sek	3100	3000	2 00	2300	5250 ÷ 5500	6900	7200
Przeniesienie fali detonacji, cm	≥ 10	≥ 13	≥ 3	≥ 8	≥ 6	≥ 3	≥ 3
Konsystencja	plastyczny		sypki			prasowany lub sypki	

Efektywność prowadzenia robót strzelniczych

Dla prawidłowego prowadzenia robót strzelniczych w szybie konieczne jest określenie wszystkich czynników wpływających na uzyskanie najlepszych efektów.

Jednym z takich czynników jest usytuowanie ładunku materiału wybuchowego (MW) w otworze. Ta sama ilość MW w ładunku może dać różny efekt wybuchu w zależności od usytuowania tego ładunku względem swobodnej powierzchni (obnażenia) oraz od samej konstrukcji ładunku. W zależności od ilości MW, odstrzał ładunku powoduje utworzenie leja wyrzutowego (stożka działania) (rys. 129) mniejszych lub większych rozmiarów. Wskaźnikiem działania wybuchu jest stosunek

$$n = \frac{\tau}{W} \quad (95)$$

gdzie

W — linia najmniejszego oporu skały (zabior),

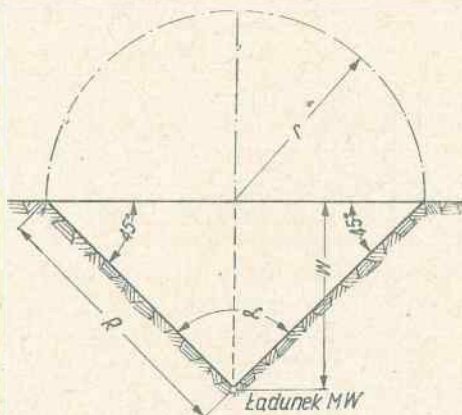
r — promień podstawy stożka.

Gdy kąt wierzchołkowy $\alpha = 90^\circ$, wtedy $r = W$, zaś $n = \frac{r}{W} = 1$.

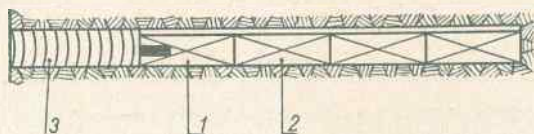
W zależności od kształtu stożka działania, powstającego po wybuchu (wielkości n), ładunki tego samego MW można podzielić na:

- ładunek normalny, gdy $n = 1$ — dający stożek normalnego wybuchu,
- ładunek zwiększony, gdy $n = \frac{r}{W} > 1$ — dający stożek wzmożonego wybuchu,
- ładunek zmniejszony, gdy $n < 1$ — dający stożek osłabionego wybuchu,
- ładunek rozluźniający (rozluzowanie), gdy $n = 0,75$ — przy wybuchu takiego ładunku nie tworzy się stożek, lecz zachodzi tylko rozkruszenie skały i pewne wybrzuszenie jej powierzchni obnażenia.
- ładunek zwany kamufletowym, gdy $n < 0,75$ — odstrzał ładunku nie wykazuje już żadnego wpływu na powierzchnię obnażenia.

Rys. 129. Stożek działania wybuchu ładunku materiałów wybuchowych



Przy głębieniu szybów znajduje zastosowanie ładunek rozluźniający. Naboje w otworze strzałowym mogą być tak ułożone, że stykają się z sobą (ładunek skupiony wydłużony) (rys. 130) lub są one rozdzielone



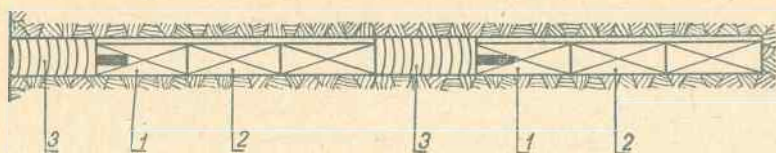
Rys. 130. Ładunek MW skupiony (wydłużony)
1 — nabój udarowy, 2 — naboje zwykłe, 3 — przybitka

(ładunek rozłożony, rys. 131). Stosuje się również ładunki kumulacyjne (rys. 132).

W szybach najczęściej stosuje się ładunki skupione (wydłużone).

Przybitka ma poważny wpływ na wyniki strzelania. Zadaniem jej jest zamknięcie otworu na czas trwania procesu wybuchu. Szczególnie jest

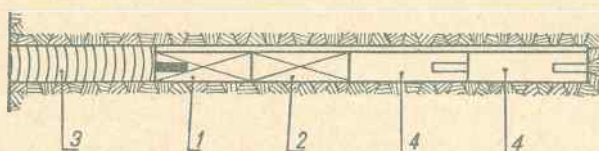
to ważne przy strzelaniu milisekundowym. W szybach suchych przybitkę należy wykonywać z piasku o ziarnach 0 do 5 mm lub mielonego żużla. W szybach mokrych za przybitkę może służyć woda. W szybach gazo-



Rys. 131. Ładunek MW rozłożony
1 — nabój udarowy, 2 — nabój zwykły, 3 — przybitka

wych, oprócz przybitki wodnej, stosowane bywa zalewanie przodku do wysokości 0,25 do 0,5 m w celu zapobiegania wybuchom metanu.

Przybitka z materiału plastycznego nie jest odpowiednia, gdyż stawia mały opór i ulega zawilgoceniu.



Rys. 132. Ładunek MW kumulacyjny
1 — nabój udarowy, 2 — nabój zwykły, 3 — przybitka,
4 — nabój kumulacyjny

Współczynnik wykorzystania otworu η wyraża się stosunkiem podanym we wzorze

$$\eta = \frac{l - l_0}{l} \quad (96)$$

gdzie

- l — głębokość otworu strzałowego,
- l_0 — głębokość odcinka otworu, który pozostał po wybuchu w caliznie w kształcie tzw. fajki.

Zależy on od szeregu czynników, jak rodzaju ładunku, rozmieszczenia otworów, zwięzłości skały, szczelinowatości, długości otworów strzałowych itp.

W zależności od rodzaju ładunku wynosi on:
przy ładunku skupionym (wydłużonym)

$$\eta = 0,7 \div 0,8$$

przy ładunku kumulacyjnym

$$\eta = 0,9 \div 1,0$$

Przy głębieniu szybów współczynnik wykorzystania otworów wynosi od 0,7 do 0,9. Zwiększenie współczynnika wykorzystania otworów przyczynia się bezpośrednio do zwiększenia postępu głębienia szybu.

Rozchód materiałów wybuchowych. Przy głębieniu szybów rozchód materiału wybuchowego waha się w szerokich granicach i zależy od szeregu czynników, z których najważniejsze to jakość i rodzaj materiału wybuchowego (siła wybuchu i bryzantyczność), fizykochemiczne właściwości skał, prawidłowe rozmieszczenie otworów i wykonanie robót strzelniczych.

Ze względu na różnorodność wpływających czynników ustalenie prawidłowego rozchodu MW w drodze teoretycznej nie jest jeszcze rozwiązane w sposób jednoznaczny. Toteż oprócz określeń teoretycznych stosuje się wzory empiryczne oraz normy lokalne, ustalone na podstawie strzałań wzorcowych.

Najczęściej ustala się jednostkowy rozchód, określający ilość MW w kg przypadającą na 1 m³ skały w caliznie, która ma być zruszona strzelaniem. Następnie, po określeniu jednostkowego rozchodu, ustala się liczbę otworów strzałowych, jakie mają być założone w przodku i z kolei oblicza się wielkość ładunku MW przypadającą na jeden otwór strzałowy. Teoretyczną wielkość jednostkowego zużycia q MW w kg/m³ skały w zależności od przekroju wyrobiska określa się z wzorów

$$q = \frac{Q}{\eta \cdot S \cdot h_o} \quad (97)$$

$$\eta = \frac{h_o - h_f}{h_o}$$

gdzie

Q — ilość MW zużyta dla jednego zabioru, kg,

S — przekrój wyrobiska, m²,

η — współczynnik wykorzystania otworu,

h_o — głębokość otworu, m,

h_f — głębokość fajki, m.

W powyższy sposób oblicza się również wielkość ładunku dla otworów usytuowanych równolegle do siebie i mających dwie płaszczyzny obnażenia (otwory pomocnicze i obrysowe).

Stożek działania powstaje w wyniku zbliżenia do siebie końców otworów przez ułożenie ich pod pewnym kątem. W tym przypadku objętość stożka określić można z wzoru

$$V_1 = \frac{2 W^2 \cdot L + W^3}{k} \quad (98)$$

gdzie

V_1 — objętość stożka działania,

W — linia najmniejszego oporu skały (tzw. zabiór),

L — długość ładunku,

k — współczynnik zbliżenia otworów (ładunków), wynoszący 0,8 do 1,5 zależnie od zwięzłości skały.

Przy jednostkowym zużyciu q MW, całkowite zużycie dla V_1 wyniesie

$$Q = q \cdot V_1$$

Jednostkowe zużycie wzorcowego q MW o sile działania 300 cm³ (blok Trauzla) dla różnych kategorii skał podano w tabl. 89.

Na podstawie empirycznych ustaleń jednostkowe zużycie MW w kg/m³ określić można z wzoru Laresa

$$q = f_1 \cdot s \cdot v \frac{e}{\Delta} \cdot d \quad (99)$$

gdzie

q — jednostkowe zużycie MW w rozpatrywanej warstwie, kg/m³,

Jednostkowe zużycie materiału wybuchowego dla różnych kategorii skał

Wskaźniki zwięzłości skał <i>f</i> według Proto- diakonowa	<i>q</i> , kg/m ²		Wskaźnik zwięzłości skał <i>f</i> według Proto- diakonowa	<i>q</i> , kg/m ²	
	dla ładunku normalnego wyrzutu	dla ładunku rozluźniają- cego		dla ładunku normalnego wyrzutu	dla ładunku rozluźniają- cego
0,5	0,95		6,0	1,5	0,46
0,7	1,0		8,0	1,6	0,50
0,8	1,1		10,0	1,7	0,53
1,0	1,1		12,0	1,8	0,56
1,5 ÷ 2,0	1,25	0,4	13,0	1,9	0,6
3,0	1,25	0,4	15,0	2,0	0,64
4,0	1,4	0,43	18,0	2,1	0,67
5,0	1,4	0,43	20,0	2,2	0,7

f_1 — wskaźnik oporu skały przeciw działaniu MW, w przybliżeniu równa się $\frac{1}{20} f$,

f — wskaźnik zwięzłości skały według Protodiakonowa $\frac{1}{100} R_c$ (wytrzymałość skały na ściskanie),

s — wskaźnik struktury skały, określony w tabl. 90,

v — wskaźnik usztywnienia zabioru w caliznie skały, zależny od swobodnych powierzchni (tabl. 91),

e — wskaźnik mocy MW, podany w tabl. 92,

Δ — gęstość załadowana otworu MW; dla MW w opakowaniu = 0,9, dla MW luźnego = 1,0,

d — wskaźnik jakości przybitki; dla dobrej przybitki = 1.

Tablica 90

Wskaźnik struktury skały s

Struktura skały	Wskaźnik s
Masywna, zbita	1,0
Grubo uwarstwiona, warstwy grubsze od 0,6 m	0,8
Drobno uwarstwiona	0,7
Szczelinowata	0,9 ÷ 1,1
Drobno szczelinowata	1,2 ÷ 1,4
Łupkowata	1,5 ÷ 1,25
Krucha	1,05 ÷ 1,1
Łamliwa słupkowa	0,8
Uwarstwiona prostopadle do kierunku zabioru	1,25 ÷ 1,35
Konglomeratowa	1,9 ÷ 2,0
Plastyczna (gliny, sole, skały porowate)	2,0

W przypadku gdy zabiór składa się z kilku różnorodnych warstw skalnych, wówczas średnie zużycie oblicza się z wzoru

$$q_{sr} = \frac{h_1 \cdot q_1 + h_2 \cdot q_2 + \dots + h_n \cdot q_n}{h_1 + h_2 + \dots + h_n} \quad (100)$$

gdzie

$h_1, h_2 \dots h_n$ — grubość poszczególnych warstw skalnych,

$q_1, q_2 \dots q_n$ — zużycie MW w poszczególnych warstwach skalnych.

Wskaźnik usztywnienia zabioru v oblicza się również empirycznym wzorem

$$v_1 = \frac{6,5}{\sqrt{S}} \quad (101)$$

gdzie S — przekrój poprzeczny wyrobiska (np. szybu w wyłomie), m^2 .

Określenie szeregu parametrów dla wyliczenia ilości MW jest trudne, toteż wymienione wzory stosuje się dla kontroli ustalonego zużycia na

Tablica 91

Wskaźnik usztywnienia zabioru

Liczba powierzchni obnażenia	Wskaźnik v
1	1,8 ÷ 2,2
2	1,4 ÷ 1,6
3	1,2 ÷ 1,4

podstawie danych praktycznych. Całkowite zużycie MW dla całego obwrotu (jednego zabioru) wynosi

$$\begin{aligned} Q &= q \cdot V \\ V &= S \cdot l \cdot \eta \end{aligned} \quad (102)$$

gdzie

V — objętość skały zabioru w caliznie, m^3 ,

S — przekrój poprzeczny wyrobisk, m^2 ,

l — głębokość otworu strzałowego, m ,

η — współczynnik wykorzystania otworu 0,75 do 1,0.

Tablica 92

Wskaźnik mocy materiału wybuchowego e

Rodzaj materiałów wybuchowych	Blok Trauzla cm^3	Wskaźnik e
Dynamit 62%	380	1
Amonit 1	360	1,25
Amonit 2	350	1,2
Żelatyna wybuchowa	600	0,8
Trotyl	300	1,6
Metanit powietrzny D	200	2,0
Barbaryt powietrzny	190	2,1
Karbonit węglowy D	260	1,6

Rozchód materiałów wybuchowych na $1 m^3$ tego samego rodzaju skały na podstawie praktycznych danych uważać można za stały. Nie jest on zależny od głębokości otworów strzałowych.

Zebrane na podstawie kilkuletnich obserwacji zużycie materiałów wybuchowych i zapalników w polskim budownictwie szybowym przedstawiono w tabl. 93.

Zużycie MW i zapalników w zależności od rodzaju skały, ustalone na podstawie wyników osiągniętych w praktyce

Rodzaj skały	Rodzaj MW	Zużycie MW kg/m ³	Zużycie zapalników szt/m ³	Współczynnik wykorzystania otworu
Konglomerat	5G1	1,6 ÷ 2,1	1,2 ÷ 1,3	0,6 ÷ 0,7
Piaskowiec twardy	5G1	1,5 ÷ 1,8	1,0 ÷ 2,0	0,7 ÷ 0,95
Piaskowiec	5G1	1,0 ÷ 1,5	0,9 ÷ 1,3	0,8 ÷ 1,0!
Dolomit	5G1	0,7 ÷ 1,4	0,3 ÷ 0,8	0,5 ÷ 0,8
Łupek piaszczysty	5G1	0,7 ÷ 1,0	0,9 ÷ 1,1	0,6 ÷ 0,9
Łupek	5G1	0,3 ÷ 0,7	0,6 ÷ 1,0	0,9 ÷ 1,0!
Sól kamienna	5G1	1,9 ÷ 2,7	1,2 ÷ 1,3	0,6 ÷ 0,9
Wapień	5G1	0,8 ÷ 1,0	1,4 ÷ 1,6	0,9 ÷ 1,0!

Ustalenie liczby otworów strzałowych. Liczba otworów strzałowych, jakie mają być założone w przodku szybowym, zależy od szeregu czynników, a przede wszystkim od:

- fizyko-mechanicznych własności skał,
- poprzecznego przekroju szybu,
- siły wybuchu MW.

Liczba otworów strzałowych w przodku szybowym jest więc funkcją kilku zmiennych

$$N = \varphi \cdot (q \cdot \gamma \cdot S) \quad (103)$$

gdzie

N — całkowita liczba otworów strzałowych w przodku,

q — rozchód MW, kg/m³, ustalony według podanych wzorów lub z tablic,

γ — ciężar materiałów wybuchowych przypadający na jednostkę długości otworu strzałowego, kg/m,

S — powierzchnia poprzecznego przekroju szybu, m².

$$\gamma = a \cdot \delta \cdot \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot 1$$

gdzie

d — średnica otworu strzałowego, m,

δ — gęstość MW w nabojach, kg/m³,

a — współczynnik wielkości zapełnienia otworu MW,

dla skał o $f = 3$ 0,55 ÷ 0,65

dla skał o $f = 3$ do 6 0,65 ÷ 0,75

dla skał o $f > 6$ 0,75 ÷ 0,85

Średnia liczba otworów w głębinowych szybach przy ładunku skupionym wynosi

$$N = \frac{q \cdot S}{\gamma} \quad (104)$$

$$N = \frac{1,27 \cdot q \cdot S}{a \cdot \delta \cdot d^2} \quad (104 a)$$

Średnią liczbę otworów strzałowych w szybach o różnych średnicach na podstawie danych z praktyki określa tabl. 94.

Średnia liczba otworów strzałowych dla szybów o różnych średnicach i różnych rodzajach skał

Wskaźnik zwięzłości skał, f	Liczba otworów strzałowych						
	średnica szybu w wyłomie, m						
	6	6,5	7	7,5	8	8,5	9,5
3 ÷ 4	41	46	52	59	60	73	81
5 ÷ 6	49	58	68	73	82	93	103
8 ÷ 10	66	79	80	88	98	108	119

Głębokość otworów strzałowych uzależniona jest od następujących czynników:

- fizyko-mechanicznych własności skał, a w szczególności zwięzłości; w skałach zwięzłych głębokość otworów jest mniejsza,
- przypiływu wody; przy większych przypiływach głębokość zabioru jest większa,
- przekroju szybu; w miarę wzrostu przekroju, głębokość otworów również może być większa,
- organizacji robót; głębokość otworów dostosowuje się do czasu trwania cyklu,
- rodzaju wiertarek; dla większych głębokości konieczne jest stosowanie wiertarek o większej mocy.

Głębokość otworów jest również związana z wypełnieniem otworów strzałowych. Na podstawie praktyki należy przyjąć, że współczynnik wypełnienia otworów strzałowych wynosi

$$a = 0,75 - 0,9 \text{ długości otworu}$$

Przy prowadzeniu robót strzelniczych w kamieniu ładunek materiału wybuchowego powinien zajmować w otworach strzałowych długości od 0,6 do 1,5 m nie więcej jak połowę tej długości; pozostała część otworu strzałowego powinna być wypełniona przybitką. Przy długości otworów powyżej 1,5 m (przy prowadzeniu robót strzelniczych w kamieniu) ładunek nie powinien zajmować więcej jak 2/3 długości otworu. Pozostała część otworu powinna być wypełniona przybitką, przy czym część wypełniona przybitką nie powinna być w żadnym przypadku krótsza niż 0,75 m.

Ostateczne określenie głębokości otworów strzałowych związane jest z organizacją robót w szybie.

Za najbardziej racjonalną należy uważać taką głębokość otworów strzałowych, która zapewnia możliwie najmniejsze zużycie czasu na wykonanie wszystkich czynności związanych z uzyskaniem 1 m postępu przodku szybowego, a tym samym pozwoli na uzyskanie najlepszego postępu budowy szybu.

W różnych krajach czyniono próby głębienia szybów długimi (3,5 m) i krótkimi (1,6 do 2,4 m) otworami, aby odpowiedzieć na pytanie, jakiej długości otwory należy stosować.

Na podstawie najrówniejszych doświadczeń uważa się, iż najodpowiedniejsza głębokość otworów strzałowych mieści się w granicach 1,6 do 3,0 m.

Średnica otworu strzałowego. Podobnie jak dla głębokości otworów strzałowych, również zagadnienie wyboru najracjonalniejszej średnicy

ładunku materiału wybuchowego było rozwiązane drogą licznych doświadczeń. Wyniki uzyskane w ZSRR wskazują, że zastosowanie zwiększonej średnicy nabojęw z 32 do 45 mm prowadzi do zmniejszenia liczby otworów w przodku, zwiększenia współczynnika wykorzystania otworów i całej wydajności robót strzelniczych.

Wyniki osiągnięte za pomocą nabojęw zwiększonej średnicy w porównaniu z normalnymi (według Fiodorowa) zestawiono w tabl. 95.

Tablica 95

Porównanie wyników osiągniętych przy zastosowaniu nabojęw zwiększonej i normalnej średnicy

Długość otworów m	Liczba otworów w zabierze szt.		Zużycie ma- teriałów wy- buchowych kg/m ³		Długość otworu na m ³ skały m		Głębokość zabioru m		Współczyn- nik wykorzy- stania otwo- rów	
przy nabojach o średnicy										
	45	32	45	32	45	32	45	32	45	32
2,0	75	130	1,26	1,26	1,50	3,18	1,48	1,20	0,74	0,60
2,5	75	143	1,40	1,30	1,35	3,16	2,04	1,65	0,81	0,66
3,0	75	124	1,20	1,10	1,45	4,56	2,28	1,20	0,76	0,40
4,0	70	—	1,34	—	1,27	—	3,26	—	0,82	—
5,0	70	—	1,34	—	1,36	—	3,78	—	0,77	—

W Polsce przeprowadzono również próby stosowania nabojęw o średnicy 45 mm. Potwierdziły one wyniki uzyskane w ZSRR. Stosowanie tego rodzaju nabojęw stoi obecnie na przeszkodzie brak sprzętu wiertniczego, umożliwiającego wiercenie otworów strzałowych o zwiększonej średnicy.

Rozmieszczenie otworów strzałowych

Powinno ono zapewniać:

- oderwanie i zruszenie skały na głębokość zabioru bez potrzeby stosowania dodatkowego urabiania,
- uzyskanie prawidłowego poprzecznego przekroju szybu,
- uniemożliwienie przeniesienia siły wybuchu z jednego otworu na drugi, a tym samym wyrzucenia nieodpalonego ładunku,
- równomierne i właściwe rozdrobienie skały,
- uzyskanie po odstrzale równej powierzchni przodku (dna i ociosów).

Sposób rozmieszczenia otworów w przodku zależy od charakteru zalegania przebijanych warstw skalnych (kierunku przebiegu szczelin, uwarstwienia, jednorodności warstw) oraz od przekroju poprzecznego szybu.

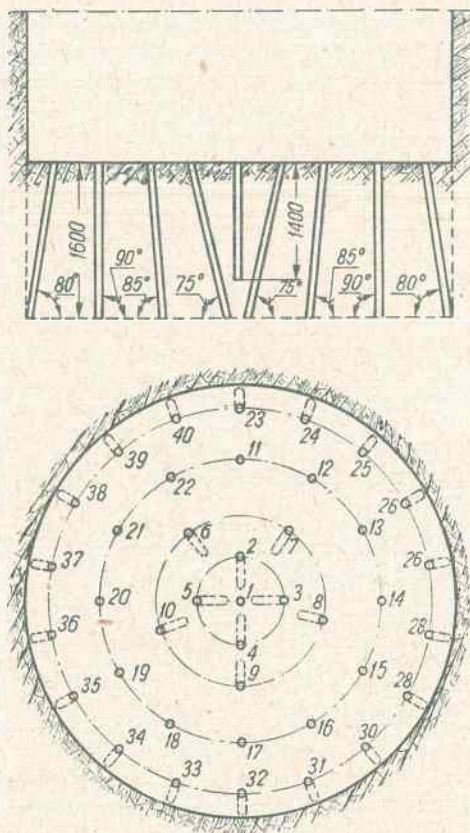
Przy głębieniu szybów o przekroju okrągłym w słabo nachylonych warstwach skalnych otwory rozmieszcza się na obwodzie współśrodkowych kół zakreślonych ze środka dna szybu.

Otwory założone na obwodzie pierwszego od środka szybu koła nazywają się otworami włomowymi. Zadanie ich polega na oderwaniu od calizny i skruszeniu skały zawartej w środku koła oraz na utworzeniu drugiej odsłoniętej powierzchni przodku, w celu ułatwienia pracy pozostałych otworów strzałowych.

Otwory włomowe w liczbie 4 do 10 szt. zakłada się z pewnym nachy-

leniem ku środkowi szybu, lecz tak, by końce ich nie zbiegały się w środku szybu (rys. 133).

Nachylenie otworów włomowych wynosi zwykle od 60 do 75° do poziomu. Kąt ten zależy od głębokości otworów oraz wytrzymałości skał. Im otwory są dłuższe, tym kąt ten powinien być większy. Im skały są



Rys. 133. Schemat rozmieszczenia otworów strzałowych

1 — otwór centralny (pius), 2 do 5 — otwory włomowe, 6 do 10 — otwory włomowo-pomocnicze, 11 do 22 — otwory pomocnicze, 23 do 40 — otwory ociosowe (wyrównujące, skrajne)

zwięźlejsze, tym kąt nachylenia otworów włomowych powinien być mniejszy.

Odległość między otworami (mierząc po obwodzie kół) przyjmuje się w zależności od wytrzymałości skał:

przy przebijaniu łupków gliniastych .	$1,2 \div 1,3$ m
przy przebijaniu łupków piaszczystych	$1,0 \div 1,1$ m
przy przebijaniu piaszczowców . . .	$0,8 \div 0,9$ m

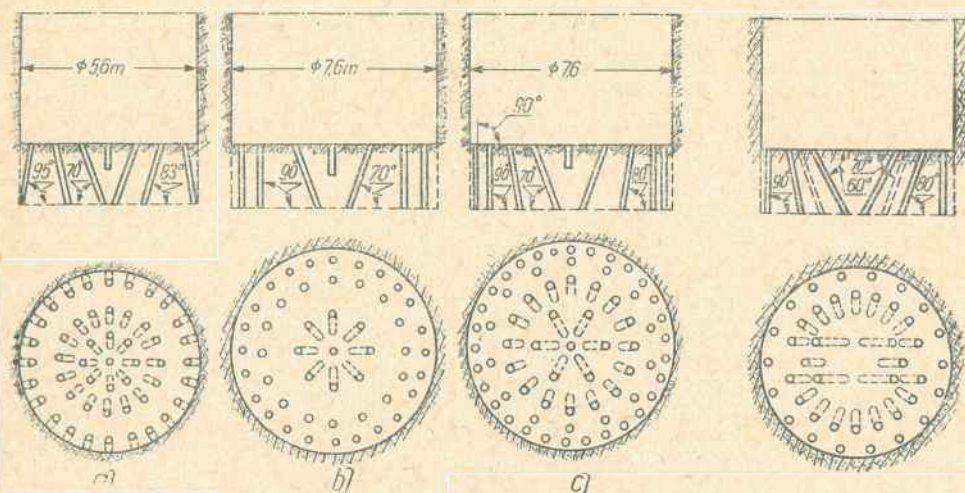
Otwory strzałowe zakładane na drugim i trzecim obwodzie kół współśrodkowych, licząc od środka szybu, noszą nazwę pomocniczych lub włomowo-pomocniczych. Zadanie ich polega na oderwaniu i rozkruszeniu zasadniczej partii skalnej w szybie.

W zależności od średnicy szybu liczba tych otworów na każdym obwodzie koła waha się od 12 do 20.

Kąt nachylenia tych otworów przyjmuje się zazwyczaj od 80 do 90°.

Otworki rozmieszczone na obwodzie skrajnego koła nazywa się otworkami ociosowymi, wyrównującymi lub skrajnymi. Główne ich zadanie polega na nadaniu wyrobisku odpowiedniego wymiaru przekroju poprzecznego.

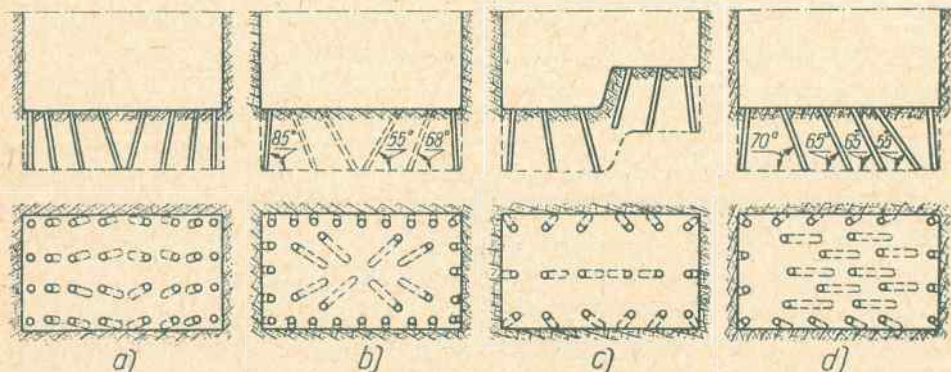
W słabych skałach końce skrajnych otworów odchyła się nieco od kierunku pionowego ku środkowi szybu. Podyktowane to jest obawą, by siła wybuchu nie naruszyła słabych skał oraz aby nie powstały wyrwy w ociosach. W skałach zwięzłych postępowanie jest odwrotne. Otworki skrajne odchyła się nieco od pionu ku ociosom szybu. Przez takie postępowanie



Rys. 134 (z lewej). Rozmieszczenie otworów strzałowych w szybach w zależności od ich średnicy i charakteru skał

a — w piaskowcu, b — w łupku, c — w piaskowcu

Rys. 135 (z prawej). Rozmieszczenie otworów w szybie przy stromym zaleganiu warstw skalnych



Rys. 136. Rozmieszczenie otworów strzałowych w szybach o przekroju prostokątnym

a — wręb klinowy, b — wręb piramidalny, c — wręb stopniowy, d — wręb klinowo-boczny

uzyskuje się przy twardych skałach prawidłowy zarys poprzecznego przekroju szybu.

Liczba skrajnych otworów utrzymuje się w granicach 20 do 30 szt. Kąt nachylenia tych otworów wynosi w skałach zwięzłych zazwyczaj 80 do 85°.

Oprócz tych otworów w środku szybu wykonuje się centralny otwór pionowy (*pius*). Długość jego wynosi zwykle 2/3 długości otworów włomowych (patrz rys. 133). Zadanie tego otworu polega na rozerwaniu stożka skały wyrzuconego z pomiędzy otworów włomowych.

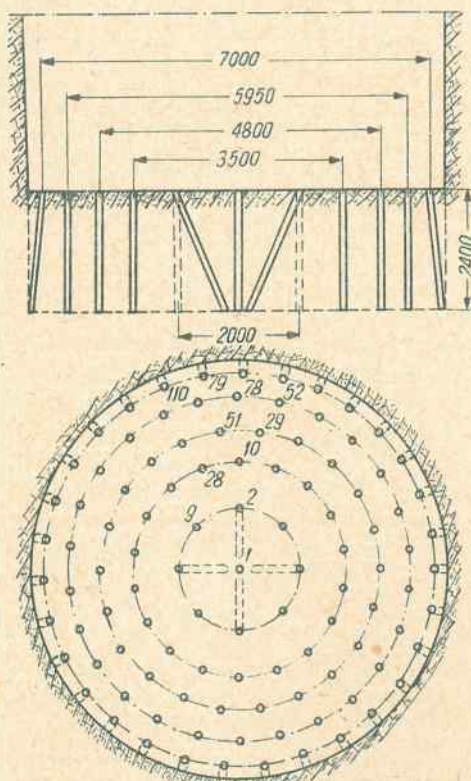
Jak wykazuje praktyka, istnieje pewna współzależność między liczbą poszczególnych rodzajów otworów strzałowych (otworów włomowych, pomocniczych i ociosowych). Można ją wyrazić stosunkiem 1 : 2 : 3 przy trzech kołach, a 1 : 2 : 3 : 4 przy czterech kołach.

Średnicę kół, na obwodach których rozmieszcza się otwory strzałowe, ustala się w pewnej zależności od średnicy szybu D . Zwykle przyjmuje się:

przy trzech kołach	0,45, 0,75, 0,95 D
przy czterech kołach	0,35, 0,6, 0,8, 0,95 D

Przykłady rozmieszczenia otworów strzałowych w szybach o przekroju okrągłym, w zależności od średnicy szybu i charakteru skał, pokazano na rys. 134.

Przy stromym zaleganiu warstw skalnych w szybie rozmieszczenie otworów strzałowych na obwodach współśrodkowych kół nie daje pożą-



Rys. 137. Przykład metryki strzałowej dla szybu

danych rezultatów, gdyż współczynnik wykorzystania otworów strzałowych jest niski. Dotyczy to w szczególności tych otworów, których kierunek przebiega zgodnie z uwarstwieniem skał. Na rys. 135 przedstawiono przykładowo rozmieszczenie otworów, jakie stosuje się przy stromo zalegających warstwach skalnych.

Rozmieszczenie otworów strzałowych w szybach prostokątnych jest w zasadzie analogiczne do rozmieszczenia otworów, jakie się stosuje w wyrobiskach korytarzowych. Rozmieszczenie otworów jest tutaj również uwarunkowane charakterem uwarstwienia, wytrzymałością skał oraz szczelinowatością. Przykłady rozmieszczenia otworów w tego rodzaju szybach pokazano na rys. 136. Spośród typowych schematów należy tu wymienić rozmieszczenie otworów z wrębem klinowym, z wrębem piramidальnym, z wrębem stopniowym oraz z wrębem klinowym bocznym. Dwa pierwsze z nich są stosowane najczęściej.

Przed przystąpieniem do prowadzenia robót strzelniczych w szybie wykonuje się schemat rozmieszczenia otworów oraz ustala inne dane charakterystyczne. Całość opracowania nosi nazwę metryki strzałowej (rys. 137).

Wiercenie otworów strzałowych

Wiercenie otworów strzałowych jest jedną z zasadniczych czynności wpływających na ogólny postęp głębienia. Obecnie w Polsce do wiercenia otworów strzałowych używa się wiertarek produkcji krajowej typu WUP-28, angielskiej typu Hollman oraz austriackiej typu BH-29. Charakterystykę wymienionych wiertarek podano w poprzednim rozdziale.

Wiercenie otworów może być wykonywane na przedmuch powietrzem sprężonym lub też z przepłukiwaniem wodą. Smarowanie wiertarek powinno się odbywać automatycznie. W przypadku braku samoczynnych smarownic należy smarowanie przeprowadzać dwa razy w ciągu zmiany wkładając do króćca wlotowego smar.

Wielkość powierzchni dna szybowego, przypadająca na jedną wiertarkę w pracy, powinna wynosić od 2,0 do 4,0 m². Liczba wiertarek znajdujących się w rezerwie powinna stanowić 50 do 100% wiertarek równocześnie czynnych.

Wydaźność wiercenia zależna jest, obok dobrej jakości wiertarek, również od jakości świdrów, a w szczególności kształtu i wymiaru ich ostrzy. Aby w czasie wiercenia nie dochodziło do klinowania się świdrów, średnica ostrza każdego następnego świdra powinna być mniejsza o 2 do 3 mm od średnicy ostrza świdra używanego poprzednio.

Przy prawidłowym wierceniu otworów strzałowych powinno się stosować stopniowanej długości świdry. Każdy następny świder powinien być dłuższy od poprzedniego o 600 do 1000 mm przy wierceniu w skałach średniej zwięzłości oraz 300 do 400 mm przy wierceniu w skałach zwięzłych.

Obecnie używa się do wiercenia otworów świdry z końcówkami zaopatrzonymi w węgliki spiekane. Mogą one być wlutowane na stałe w żerdź wiertniczą, bądź w zdejmowalną koronkę. Kształt ostrza świdra i właściwe jego zaostrzenie są ważnymi czynnikami przy wierceniu otworów. W skałach szczelinowatych oraz miękkich powinno się stosować świdry o ostrzu podwójnym lub w kształcie litery T, zaś przy skałach zwięzłych o ostrzu pojedynczym.

Wiercenie otworów w przodku szybu może być zorganizowane w dwójki sposób:

1. jednocześnie w całym przodku po ukończeniu ładowania urobku,
2. częściowo, w miarę usuwania odstrzelonej skały z kolejnych odcinków powierzchni dna szybu.

W tym przypadku górnicy w miarę zakończenia pracy przy ładowaniu przechodzą do wiercenia.

Sposób ten daje pewną ekonomię czasu, jednakże wyznaczanie otworów nie zawsze może być tak dokładne, jak przy pierwszym sposobie. Można je również wiercić tylko w środkowej części szybu, a otwory skrajne dopiero po całkowitym oczyszczeniu przodku z urobku, a to w celu należytego wyznaczenia otworów ociosowych. Z uwagi na mechaniczne ładowanie ten sposób wierceń może być stosowany w szybach o większej średnicy. Otwory strzałowe wyznacza przodowy posługujący się pionem środkowym oraz przymiarem.

W celu należytego wyznaczenia otworów należy opuścić pion środkowy

Do rys. 137

Lp.	Wyszczególnienie	Jedn. miary	Ilość
1	Średnica szybu w wyłomie	cm	710
2	Powierzchnia szybu w wyłomie	m ²	39,40
3	Kategoria skał wg Protodiakonowa		6
4	Głębokość zabioru	m	2,40
5	Liczba wiertarek w przodku	szt	8
6	Liczba otworów w zabiorze	szt	110
7	Liczba otworów na 1 m ² przekroju	szt/m ²	2,8
8	Rodzaj materiałów wybuchowych		5G1
9	Ilość mat. wybuchowych na zabiór	kG	142,0
10	Zużycie mat. wybuchowego	kG/m ³	1,5
11	Rodzaj przybitki		piasek-gлина
12	Typ zapalników		ostre-zwłoczne
13	Zużycie zapalników na zabiór	szt	110

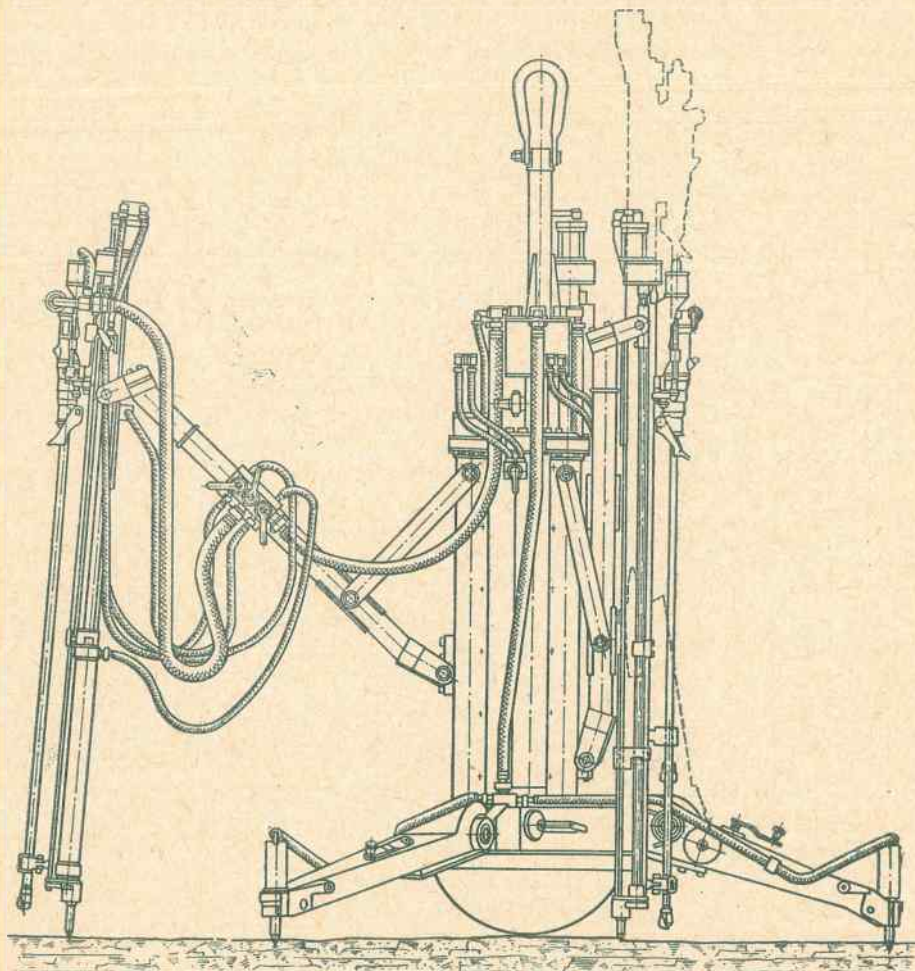
Nr otworów w pierścieniu	Liczba otworów w pierścieniu	Głębokość otworu w m	Kąt nachylenia otworu	Średnica pierścienia w m
1	1	24	90	0
2 ÷ 9	8	24	90 ÷ 80	2,00
10 ÷ 28	19	24	90	3,50
29 ÷ 51	24	24	90	4,80
52 ÷ 78	27	24	90	5,95
78 ÷ 110	31	24	85	7,00

Odległość między otworami w pierścieniu	Ciężar ładunku w otworze kG	Długość przybitki, m	Sposób łączenia otworów	Kolejność odpalenia
0	0,8	1,6	równoległe	I
0,7	1,0 ÷ 1,2	1,4	równoległe	I — II
0,7	1,35	1,0	równoległe	III
0,7	1,32	1,0	równoległe	IV
0,7	1,32	1,0	równoległe	V
0,7	1,32	1,0	równoległe	VI

wy, wywiercić pod nim otwór środkowy głębokości 0,6 do 0,8 m. Do otworu wbija się kołek i od niego, posługując się przyziarnem, wyznacza się otwory, rozmieszczając je na obwodzie kół współśrodkowych.

Zazwyczaj wiercenie rozpoczyna się od środka szybu posuwając się ku ociosowi.

Przed przystąpieniem do wierceń opuszcza się do szybu komplet wiertarek, węży, świdrów oraz urządzenia do przedmuchiwania. Używa się je do przedmuchiwania ze zwiercin otworów strzałowych w czasie wiercenia. Służy on również do przedmuchiwania zatkanych świdrów.



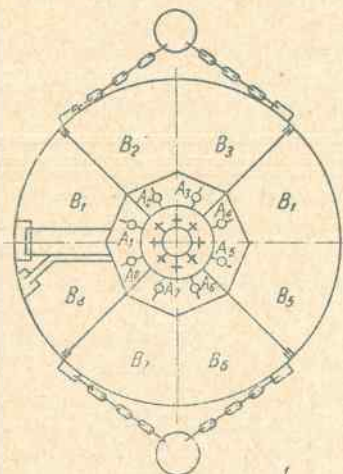
Rys. 138. Urządzenie do grupowego wiercenia otworów strzałowych produkcji ZSRR typu BUS-1

Prace wiertnicze organizuje się w ten sposób, że do wiercenia przydziela się rębaczy i młodszych rębaczy, natomiast ładowcze spełniają rolę pomocniczą.

Wodę do wiercenia doprowadza się rurociągiem o średnicy 50 mm. W przypadku wiercenia z przedmuchiwanym ludźmi pracujący w przodku powinni używać maski zabezpieczające przed pyłem.

W praktyce zagranicznej (ZSRR, NRF, Francja) stosuje się niekiedy urządzenia do grupowego wiercenia otworów (rys. 138). Składa się ono z ramy rozpartej w ścianę szybu albo podwieszanej na linie oraz z ramion będących równocześnie przewodami powietrza sprężonego.

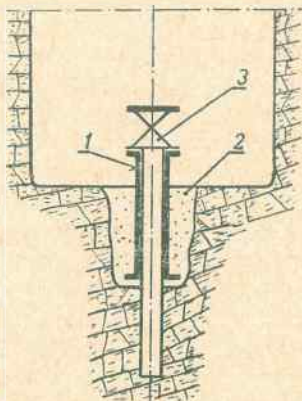
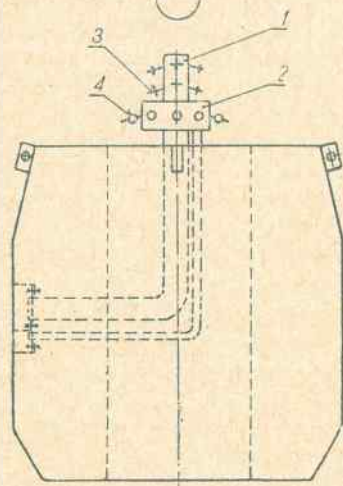
Do ramion tych umocowane są wiertarki, którymi po ustawieniu pod odpowiednim kątem wykonuje się wiercenia. Powietrze sprężone doprowadza się do głównego przewodu za pomocą węża gumowego.



Rys. 139 (z lewej) Kubiowy rozdzielacz dla powietrza sprężonego i wody
 A_1 A_2 — pomieszczenia na świdry, B_1 B_2 — pomieszczenia na wiertarki + węże powietrza sprężonego + węże wodne, 1 — rura powietrza sprężonego, 2 — rura dla wody, 3 — kurki automataczne powier'rzne, 4 — kurki i zwykłe przełotowe dla wody

Rys. 140 (u dołu). Wiercenie otworów kontrolnych przez rurę obsadową z dławnicą

1 — rura obsadowa, 2 — beton, 3 — dławnica z zaworem



W przypadku indywidualnego wiercenia otworów strzałowych zachodzi potrzeba rozdzielenia powietrza sprężonego do poszczególnych wiertarek. W tym celu do głównego rurociągu powietrza sprężonego przykręca się rozdzielacz. Liczba łączników z kurkami w rozdzielaczu powinna być równa największej liczbie równocześnie pracujących wiertarek z dodatkowymi 2 do 3 kurkami dla przedmuchiwania oraz 2 do 3 zapasowymi. Rozdzielacz powietrza sprężonego ma jeszcze u spodu kurek dla odprowadzenia wody wydzielającej się z powietrza sprężonego.

Pożądane jest, aby rozdzielacz powietrza sprężonego umieszczony był bezpośrednio w przodku szybowym, powietrze zaś dochodziło z rurociągu głównego za pomocą jednego węża tłocznego o średnicy równej średnicy

rurociągu rozdzielacza. Opory przepływu powietrza są wtedy mniejsze niż w przypadku, gdy rozdzielacz zawieszony jest bezpośrednio pod rurociągiem na wysokości 25 do 35 m od dna szybu.

Bardzo dobre usługi oddaje również urządzenie wykonane ze starych kublów, zawierające w sobie rozdzielacz powietrza sprężonego, rozdzielacz wody oraz pomieszczenie dla węży, wiertarek i świdrów (rys. 139). Przez zastosowanie takiego urządzenia skraca się czas potrzebny do każdorazowego podłączania i odłączania wiertarek. Czas ten wynosi wtedy 10 do 15 min.

W wywiercone otwory, dla zabezpieczenia przed zanieczyszczeniem, wbija się drewniane kołki natychmiast po odwierceniu i przedmuchaniu.

Po ukończeniu wiercenia wiertarki wydaje się na powierzchnię, gdzie się je oczyszcza, przegląda i naprawia, przygotowując do następnego wiercenia.

W szybach, w których spodziewane jest wydzielanie gazów (metan, CO, CO₂) przed przystąpieniem do wiercenia otworów strzałowych, należy odwiercać otwory kontrolne w liczbie 4 sztuk, rozmieszczone przeciwnie w przekroju szybu, długości równej dwukrotnej długości otworów strzałowych.

Po wywierceniu otworów należy przeprowadzać próby doraźne dla stwierdzenia stopnia wydzielania się gazów oraz pobrać próbki pipetowe. Próbkę tę pobiera się bezpośrednio z otworów oraz z przodku szybowego.

Podobnie należy postępować w przypadkach, gdy szyb zbliża się do partii wodonośnej lub starych zrobów. Wtedy długość otworów wiertniczych powinna być każdorazowo ustalana z uwagi na grożące ewentualne wdarcie się wody pod dużym ciśnieniem hydrostatycznym.

W przypadku spodziewanych znacznych ciśnień od kilkunastu do kilkudziesięciu atmosfer wiercenia otworów kontrolnych przeprowadza się przez rurę obsadową z dławnicą na zaprawie cementowej w skale (rys. 140) lub niekiedy nawet w korku betonowym.

Ładowanie otworów strzałowych i strzelanie

Z chwilą odwiercenia wszystkich otworów strzałowych i po należytych ich oczyszczeniu ze zwiercin i mułu przystępuje się do robót związanych bezpośrednio ze strzelaniem w szybie, jak ładowanie otworów i strzelanie. Składają się na nie następujące czynności:

- wydawanie narzędzi i sprzętu,
- transport i przygotowanie materiału wybuchowego,
- opuszczanie materiału wybuchowego do szybu,
- ładowanie otworów,
- zakładanie przybitki,
- usunięcie pomp z przodku i wyłączenie prądu,
- łączenie otworów,
- usunięcie ludzi z przodku,
- pomiar oporności i odpalanie,
- przewietrzanie po strzałach,
- kontrola i zabezpieczenie przodku.

Po ukończeniu prac wiertniczych w szybie wydaje się na powierzchnię wszystkie narzędzia służące do urabiania i wiercenia. Pozostałe zabezpiecza się w szybie przed odłamkami skał. Po wydaniu narzędzi część załogi dołowej nie zatrudniona przy ładowaniu wyjeżdża na powierzchnię.

W końcowej fazie wiercenia górnik przodowy opuszcza przodek wraz z kilkoma ludźmi i udaje się po materiał wybuchowy i środki zapalnicze. Materiał wybuchowy i środki zapalnicze składa się zwykle w odległości 100 do 200 m od szybu w specjalnie przygotowanym do tego celu składzie podręcznym. Górnik przodowy pobiera MW i środki inicjujące w ilości podanej w Dzienniku strzałowego i potwierdzonej podpisem dozoru zmianowego. Otrzymane materiały wybuchowe i środki zapalnicze przynosi przodowy przy pomocy osób upoważnionych w zamkniętych puszках specjalnych nad zrab szybu. Po załadowaniu materiału wybuchowego i zapalników do kubła zjeżdża z nimi tylko przodowy w towarzystwie pomocnika. Dotyczy to również wydawania niezużytego materiału wybuchowego.

Za prawidłowość wykonywanych robót strzałowych odpowiedzialny jest górnik przodowy. Może on korzystać we wszystkich pracach związanych z robotami strzelniczymi, z wyłączeniem uzbrojenia naboju udarowego i załadowania go do otworu strzałowego, z pomocy górników szybowych, wyszkolonych i doświadczonych w wykonywaniu tych robót.

Przepisy prowadzenia robót strzelniczych w szybach obowiązujące w Polsce przewidują, że przy łączeniu przewodów w przodku szybowym może być obecnych najwyżej trzech ludzi, nie licząc osób dozoru, oraz przodowy, który jako ostatni opuszcza przodek szybu.

Uzbrajanie naboju materiału wybuchowego wykonuje górnik przodowy bądź to na powierzchni w pomieszczeniu wskazanym przez kierownika szybu, bądź też bezpośrednio w przodku.

Uzbrajanie naboju, ładowanie otworów oraz łączenie przewodów powinno się odbywać przy dobrym oświetleniu. W przypadku stosowania do oświetlenia otwartego światła lampa musi się znajdować w odległości co najmniej 0,6 m od środków strzelniczych.

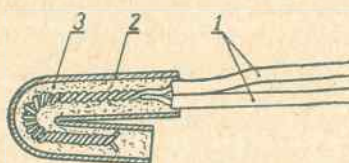
Otwory strzałowe muszą mieć taką średnicę, aby naboje można było swobodnie do nich wsunąć bez stosowania nacisku oraz posiadać przewidzianą długość. Sprawdzenie tego stanu powinien dokonywać górnik za pomocą drewnianego nabijaka bezpośrednio przed ładowaniem otworu. Nabój materiału wybuchowego nie wolno łamać lub dzielić.

Stosownie do obowiązujących przepisów nabój udarowy zakłada się do otworu jako ostatni (pierwszy od wierchu).

Po załadowaniu materiałów wybuchowych otwory powinny być wypełnione przybitką. Pierwszą porcję przybitki zakłada górnik przodowy, resztę jeden z pozostałych górników. Na przybitkę powinno się używać lekko wilgotną glinę zmieszaną z miłym piaskiem lub z mielonym żużlem. W szybach o dużym dopływie wody można stosować przybitkę wodną. Ładowanie otworów powinno być wykonywane bezpośrednio przed odpalaniem, przy czym wolno ładować tylko taką ilość otworów, jaka ma być jednocześnie odpalona. Przewody zapalników elektrycznych wolno łączyć dopiero po załadowaniu wszystkich jednocześnie odpalanych. Ostre zapalniki elektryczne muszą być chronione przed zetknięciem z jakimkolwiek źródłem prądu elektrycznego, a ich końce muszą być krótkozwarte za pomocą szybkozłączy (rys. 141). Druty zapalników wolno łączyć z przewodami strzałowymi tylko bezpośrednio przed opuszczeniem przodku przez przodowego.

W przypadku rozmieszczenia otworów w czterech lub pięciu obwodach kół naboje udarowe otworów włomowych uzbraja się w zapalniki o działaniu natychmiastowym, naboje otworów drugiej i trzeciej grupy w zapalniki z opóźnieniem. Naboje udarowe grupy otworów ociosowych

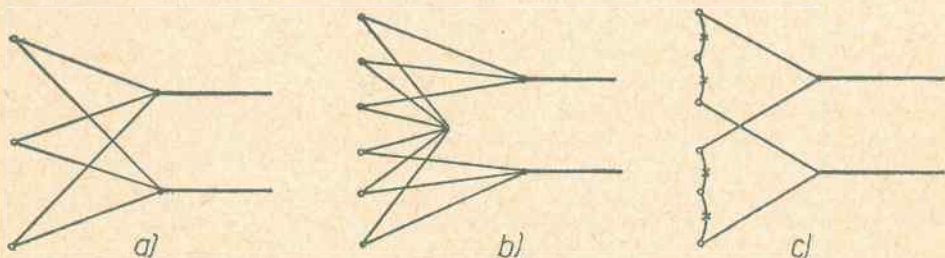
(ostatni obwód) zaopatruje się w zapalniki z największym opóźnieniem. Do inicjowania wybuchu w szybach używanie lontów jest wzbronione. Druty zapalników elektrycznych powinny być dostatecznie długie (3,5 m) oraz dobrze izolowane. Stan izolacji powinno się sprawdzić w czasie przygotowywania naboju udarowych.



Rys. 141. Szybkołącze dla zapalników elektrycznych
1 — druty zapalnika, 2 — szybkołącze, 3 — nieprzepuszczalna dla wody masa szybkołącza

Odpalanie ładunków w otworach powinno się odbywać kolejno, seriami, przy czym działanie ładunku każdej serii otworów, oprócz włomowych, jest ułatwione z uwagi na poprzednie odsłonięcie dwu dodatkowych powierzchni.

Ładunki powinno się odpalać w seriach szeregowo-równoległych przy zachowaniu jednakowej liczby zapalników połączonych szeregowo. Liczba zapalników łączonych szeregowo nie powinna przekraczać 30 szt. przyłączeniu 3 serii równoległe i 20 szt. przyłączeniu 4 serii równoległe. Łączenie szeregowo-równoległe (rys. 142) polega na łączeniu szeregowym poszczególnych zapalników w grupy (serie), które następnie łączy się do przewodów strzałowych równoległe.



Rys. 142. Sposoby łączenia zapalników

a — równoległe pojedyncze, b — grupowe równoległo-szeregowe, c — grupowe szeregowo-równoległe

Obliczenie oporności obwodu strzałowego polega na obliczeniu w każdej grupie z osobna oporu szeregowo połączonych zapalników, a następnie na zsumowaniu oporów grup w myśl zasad sumowania oporów połączonych równoległe.

Przy łączeniu szeregowym (rys. 143) opór obwodu strzałowego wynosi

$$R = R_1 + R_2 + \dots + R_n + R_{p1} + R_{p2} \quad (105)$$

gdzie

R — opór wypadkowy,

$R_1, R_2, \dots, R_n$ — opory zapalników,

R_{p1}, R_{p2} — opory przewodów.

Natężenie prądu I przepływającego przez obwód

$$I = \frac{U}{R} \quad (106)$$

przy czym U oznacza napięcie na zaciskach źródła prądu w V.

Moc M potrzebnego źródła prądu

$$M = U \cdot I \quad W \quad (107)$$

Opór wypadkowy przyłączeniu równoległym (rys. 144) wynosi

$$R = \frac{1}{\frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_2} + \dots + \frac{1}{R_n}} + R_{p1} + R_{p2} \quad \Omega \quad (108)$$

Natężenie prądu

$$I = \frac{U}{R} \quad A \quad (109)$$

przy czym

$$I = I_1 + I_2 + \dots + I_n$$

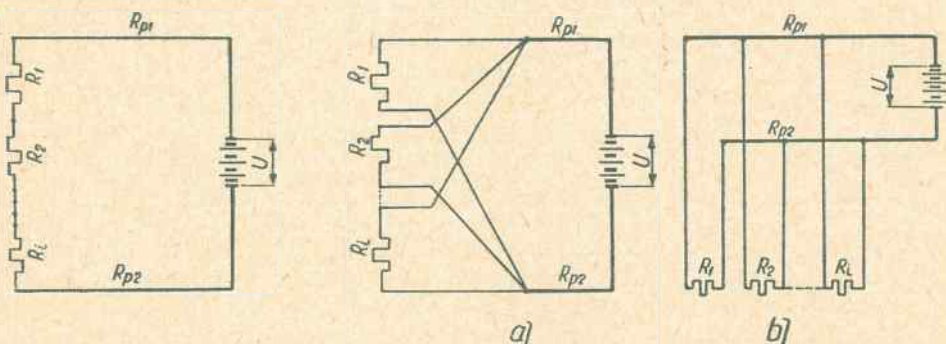
jest sumą prądów przepływających przez równolegle połączone zapalniki, a

$$I_1 = \frac{U - I(R_{p1} + R_{p2})}{R_1} \quad A$$

$$I_n = \frac{U - I \cdot (R_{p1} + R_{p2})}{R_n} \quad A \quad (110)$$

przy czym $I \cdot (R_{p1} + R_{p2})$ jest spadkiem napięcia w przewodach strzałowych.

Obliczenie schematu oporności stosowanego układu strzałowego powinno być dokonywane w celu ustalenia całkowitej oporności natężenia prądu oraz napięcia i dostosowania się do parametrów źródła prądu inicjującego wybuch.



Rys. 143 (z lewej). Szeregowe połączenie oporów. Rys. 144 (z prawej). Równoległe połączenie oporów

a — wiązkowe, b — niezależne

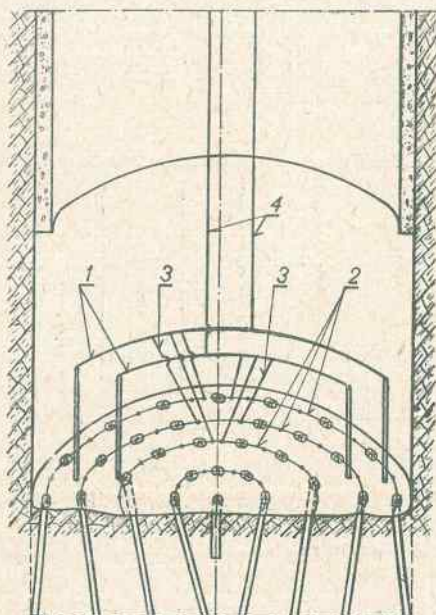
W praktyce przed każdym strzelaniem powinno się sprawdzać całkowitą oporność układu strzałowego za pomocą omomierza dopuszczonego przez Władze Górnicze (obecnie omomierz typu Barbara 2). W przypadku stwierdzenia większych rozbieżności w pomiarze oporności obwodu w stosunku do wyników obliczeń, należy ponownie skontrolować połączenia obwodu strzałowego. W czasie pomiaru oporności należy zachować te same środki ostrożności co i w czasie odpalania.

Charakterystyka elektryczna zapalników krajowych

Nazwa zapalnika elektrycznego ZE	Średnia oporność ZE z przewodami długości 2 m Ω	Natężenie prądu stałego			Minimalny impuls zapłonu mW · sek/ Ω	Ilość ZE w serii odpalanych zapalarką typu	
		bezpieczne	pojedyncze ZE	serie po 20 ZE		Barbara 3 szt.	Barbara 4 szt.
Normalny żarowy skalny ostry, zwłoczny, sekundowy KALT1 -1 sek .	3,0 ÷ 3,2	0,25	0,30	serie (24ZE) 0,55			
skalny ostry, zwłoczny, milisekundowy KZnPT-30-70 milisek	3,3 ÷ 3,7	0,22	0,29	0,60	1,70 ÷ 2,88	13	25
Łontowy skalny, zwłoczny, R2Zn	około 3,6	0,24 ÷ 0,25	0,31 ÷ 0,33	0,55	2,16 ÷ 7,36		

W celu umożliwienia obliczeń obwodu strzałowego w tabl. 96 podano charakterystyczne dane zapalników stosowanych przy głębieniu szybów w Polsce.

W celu szeregowo-równoległego połączenia zapalników naboju udarowego rozpina się na wysokich kołkach wetkniętych w otwory w dnie



Rys. 145. Podłączenie przewodów strzałowych do anteny

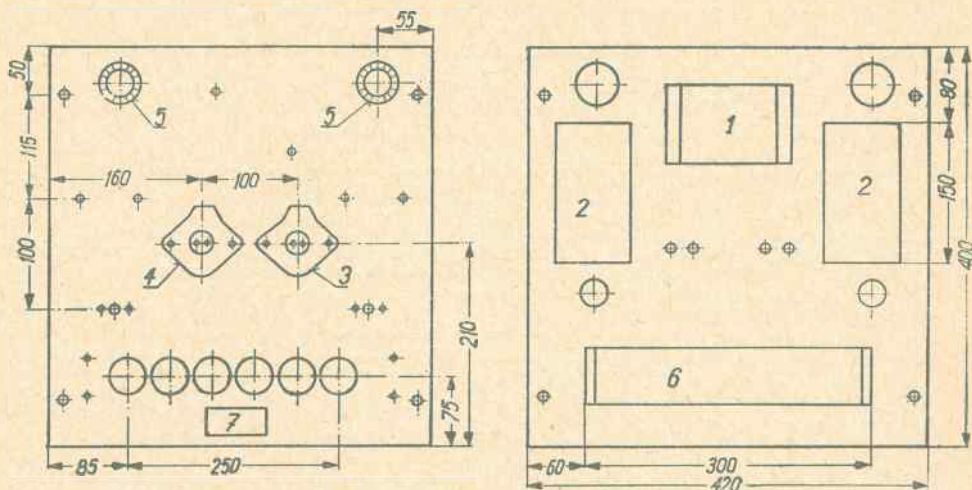
1 — antena, 2 — szeregowe połączenie zapalników, 3 — przewody łączące grupy zapalników z anteną, 4 — przewód strzałowy łączący antenę z kablem strzelniczym

szybu dwa ułożone współśrodkowo okręgi przewodów zbiorczych (rys. 145) z gołych przewodów stalowych ocynkowanych o średnicy 1,5 do 1,7 mm. Przewody te noszą nazwę anteny. Kołki powinny mieć taką wysokość, aby dopływająca woda nie zatopiła ich przed odpaleniem ładunków.

Do anteny dołącza się równolegle poszczególne przewody prowadzące od poszczególnych grup. Wszystkie połączenia powinny być wykonane starannie. W tym też celu powinno się stosować szybkozłącza.

Dla zapobiegnięcia uszkodzeniom przewodów połączeniowych oraz anteny kubłów nie opuszcza się podczas nabijania otworów na samo dno przodku, lecz zatrzymuje się je na wysokości około 0,5 m powyżej dna szybu.

Do anten dołącza się główny przewód strzałowy (najczęściej dwużyłowy spleciony) długości 20 do 25 m. W polskim budownictwie szybowym stosuje się do tego celu przewody izolowane w igelicie o średnicy ocynkowanej żyły stalowej 1,2 mm. Opór żyły przewodu nie powinien przekraczać 25 do 40 Ω /100 m. Wolne końce głównego przewodu strzałowego zwiera się i izoluje dokładnie w celu uniknięcia bezpośredniego styku żył z liniami, kubłami itp. oraz ewentualnego przedwczesnego odpalenia otworów wskutek prądów błądzących. Następnie za pomocą kubła podciąga się przewody główne pod wolnowiszącą w szybie kabel strzałowy i dokonuje się podłączenia obu przewodów.



Rys. 146. Urządzenie do odpalania z sieci otworów strzałowych w głębionym szybie
1 — transformator, 2 — stycznik, 3 — gniazdko wtyczkowe zwierające, 4 — gniazdko wtyczkowe odpalania, 5 — lampka sygnalizacyjna, 6 — bezpieczniki, 7 — zaciski

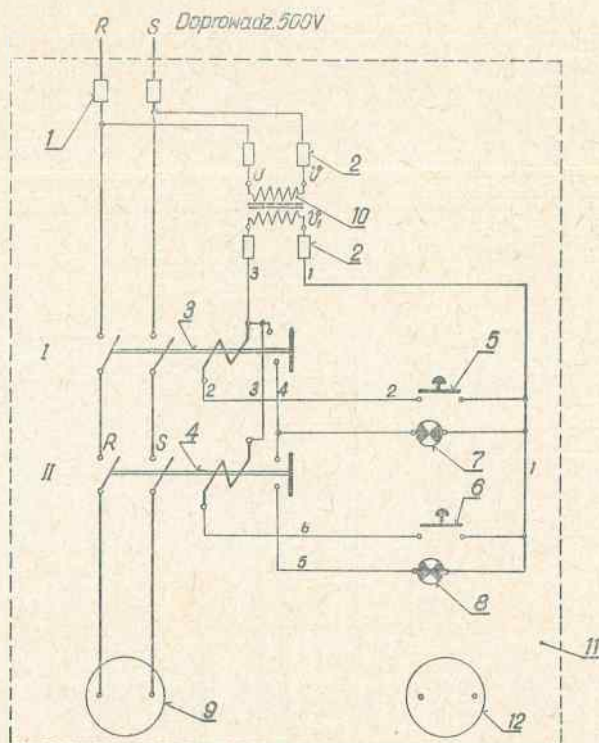
W polskim budownictwie szybowym jako kabel strzałowy wykorzystuje się zazwyczaj ten sam kabel, który bywa używany do oświetlenia przodku szybu. Czynności związane bezpośrednio ze strzelaniem powinny mieć następujący przebieg:

Po załadowaniu przez przodowego i osoby upoważnione otworów strzałowych, połączeniu przewodów zapalnikowych i zwarcie końcówki przewodów serii szeregowo-równoległej, załoga biorąca udział w ładowaniu powinna podciągnąć lampę szybową na pomost bezpieczeństwa i wyjechać na powierzchnię.

Następnie przodowy powinien wyjechać na powierzchnię w celu przygotowania odpalenia.

Do odpalania może być używana bądź to zapalarka, bądź specjalna skrzynka do pobierania prądu z sieci o napięciu 500 V. Obecnie w polskim budownictwie szybowym stosuje się prawie wyłącznie skrzynki strzelnicze (rys.146).

Na powierzchni górnik przodowy powinien wraz z dozorem otworzyć kluczem skrzynkę strzelniczą, wyłączyć obwód oświetlający dotychczas szyb przez wyjęcie wtyczki kabla oświetleniowego z gniazdka zasilającego oświetlenie (znajdującego się poza skrzynką strzelniczą), zewrzeć obwód oświetleniowy przez włożenie wtyczki kabla oświetleniowego do gniazdka zwierania znajdującego się w skrzynce strzelniczej, a następnie zamknąć skrzynkę na klucz.

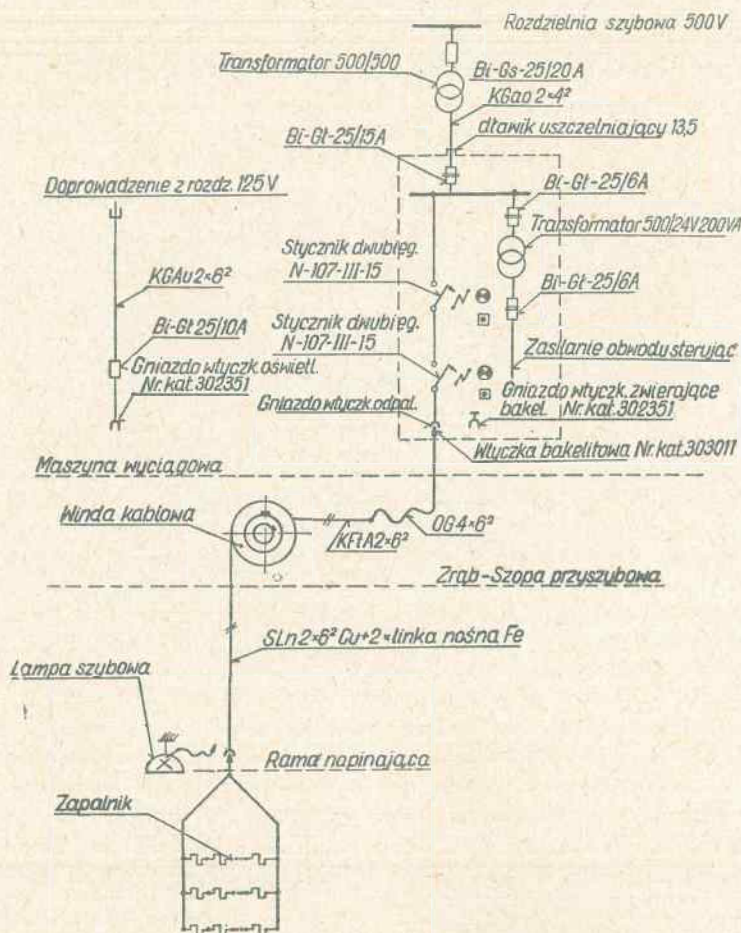


Rys. 147. Schemat elektryczny połączeń skrzynki strzelniczej

1 — bezpiecznik $B_1-G_8-25/20$ A, 2 — bezpiecznik $B_1-G_1-25/6$ A, 3 — stycznik 2-biegunowy typ N107/III-15A-500 A, 4 — stycznik 2-biegunowy typ N107/III-15A-500 A, 5 — przycisk sterowniczy pojedynczy typ N126-2A-500 V, 6 — przycisk sterowniczy pojedynczy typ N126-2A-500 V, 7 — lampa kontrolna 24 V/15 W, 8 — lampa kontrolna 24 V/15 W, 9 — gniazdko wtyczkowe bakelitowe, 10 — transformator 500/24 V-200 VA, 11 — skrzynka ochronna, 12 — gniazdko wtyczkowe bakelitowe

Po wykonaniu tej czynności przodowy wraz z dozorem powinien zejść na dno szybu w celu dokonania połączenia głównego przewodu strzałowego z kablem oświetleniowym. Przebieg tej czynności jest następujący: Po rozwarciu końcówek przewodu głównego, (dolnego) serii szeregowo-równoległej zapalników należy go podciągnąć pod miejsce na pomoście, gdzie założona jest lampa szybowa. Następnie należy odłączyć lampę szybową od kabla przez wyciągnięcie wtyczki kabla zasilającego żarówki oświetleniowe z gniazdka zabudowanego u spodu lampy oświetleniowej. (Lampa szybowa w tym czasie nie świeci, gdyż została poprzednio na powierzchni odłączona). Po wykonaniu tej czynności należy włożyć wtyczkę przewodu głównego do gniazdka u spodu lampy oświetleniowej.

Po wykonaniu tej czynności przodowy i dozór wyjeżdżają na powierzchnię, gdzie otwierają skrzynkę strzelniczą, stwierdzają za pomocą omomierza, czy oporność obwodu jest właściwa i w przypadku pozytywnego wyniku pomiaru oporności dokonują odpalenia ładunków przez odpowiednie włączenie napięcia 500 V do skrzynki strzelniczej. Sprawdzenie napięcia w sieci i samego odpalenia odbywa się za pomocą żarówek kontrolnych zapalających się w czasie czynności załączania prądu i odpalania. W czasie odpalania należy słuchowo stwierdzić (przy zapalnikach zwłoczących), czy odeszły wszystkie serie. Skrzynkę umieszcza się zazwyczaj w pomieszczeniu maszyny wyciągowej. Schemat elektryczny połączeń skrzynki strzelniczej pokazany jest na rys. 147, zaś schemat elektryczny połączenia sieci strzelniczej 500 V na rys. 148.



Rys. 148. Schemat elektryczny połączenia sieci strzelniczej 500 V

Po stwierdzeniu odpalenia przodowy powinien przez przełożenie wtyczki w skrzynce zewrzeć kabel i zamknąć skrzynkę.

Przed odpaleniem ładunków klapy szybowe powinny być otwarte, doprowadzenie prądu do szybu odłączone, pompy wiszące zaś i ładowarki podciągnięte na wysokość około 20 m w celu uchronienia przed zniszczeniem. Kubły powinny się ustawiać w środku szybu.

Natychmiast po odpaleniu włącza się wentylator i przewietrza przodek szybowy. Po przewietrzeniu przodku, które powinno trwać minimum 15 min, przodowy wraz z dozorem zjeżdżają na pomost bezpieczeństwa, gdzie przodowy wyciąga wtyczkę głównego przewodu strzałowego z gniazdka zabudowanego u spodu lampy i wkłada doń wtyczkę kabla zasilającego żarówki oświetleniowe. Z kolei przodowy wyjeżdża na powierzchnię, gdzie po otwarciu skrzynki strzelniczej włącza prąd do kabla oświetleniowego i zamyka skrzynkę zabierając z sobą klucz. Po wykonaniu tej czynności opuszcza się lampę szybową na odległość około 15 do 20 m od przodku, przodowy zaś i dozór zjeżdżają do szybu dla zbadania skutków strzelania, przeszukania, czy nie pozostały niewypały, oraz usunięcia wyrzuconych albo zwisających kawałków skały.

Kabel używany do równoczesnego oświetlenia przodku i odpalania ładunków typu SLN 2 + 6 mm² Cu + linka nośna Fe nawinięty jest na powierzchni na kołowrót kablowy o napędzie ręcznym lub elektrycznym.

Usuwanie niewypałów

Bezpośrednio po każdorazowym odpaleniu przodowy obowiązany jest zbadać, czy nie zostały niewypały. W przypadku ich stwierdzenia należy je ponownie podłączyć i odpalić. Gdy okaże się, że i tym razem nie odeszły, należy każdy otwór odpalać oddzielnie. Jeżeli mimo to strzały nie odeszły lub gdy w otworze pozostały resztki materiałów wybuchowych (fajki), pracy w przodku nie należy podejmować do czasu usunięcia niewypałów.

Niewypały unieszkodliwia się przez ostrożne usunięcie z otworu, jak również z jego sąsiedztwa urobku z odstrzału innych otworów i przez odwiercenie koło niego w odległości 30 cm równoległego nowego otworu strzałowego nieco dłuższego od otworu z niewypałem; nowy otwór należy tak prowadzić, aby nie natrafił na otwór z niewypałem. Ładunek w otworze mający odstrzelić niewypał musi być większy od ładunku niewypału. Całkowite lub częściowe ponowne odwiercenie otworu, w którym powstał niewypał, lub wiercenie w pozostałych częściach otworów (fajkach) oraz ponowne ładowanie takich otworów jest wzbronione. Dla stwierdzenia kierunku otworu z niewypałem należy usunąć z niego przybitkę na odcinku nie dłuższym jak 15 cm, licząc od wylotu otworu i to w obecności osoby dozoru. Dla zbadania kierunku należy do otworu włożyć nabijak. Do usunięcia przybitki nie wolno używać narzędzi metalowych. Unieszkodliwianie niewypału, odszukanie i ewentualne usuwanie resztek materiałów wybuchowych mogą przeprowadzać tylko te osoby uprawnione do wykonywania roboty strzelniczej, na których zmianie powstały niewypały. Do robót pomocniczych mogą być użyty pozostali górnicy, pod nadzorem jednak osoby upoważnionej do prowadzenia robót strzelniczych.

Prądy błędzące

W niektórych przypadkach zachodzą przy głębieniu szybu poważne trudności z uwagi na występowanie prądów błędzących. Prądy błędzące są to prądy elektryczne o niedużym napięciu powstałe z powodu upływu prądu stałego z wadliwie wykonanej instalacji. Prądy błędzące mogą przepływać przez skałę zawodnioną lub takimi drogami jak rury, liny, pancerze kabli, ścieki itp. Występują one przede wszystkim w pobliżu

wadliwie wykonanych trakcji kolejek elektrycznych. Z uwagi na fakt, iż do odpalenia ZE żarowego wystarcza napięcie prądu poniżej 1 V i natężenie 0,22 A, prądy te są bardzo niebezpieczne przy głębieniu szybów. Należy stwierdzić, że zapalniki iskrowe, również nie zapobiegają odpalaniu ładunków wskutek działania prądów błędzących. Prowadzenie robót strzelniczych przy istnieniu prądów błędzących jest możliwe pod warunkiem stosowania zapalników iskrowych lub żarowych typu specjalnego, mających większą oporność aniżeli zapalniki normalne. Z uwagi na dodatkowy opór liczba odpalanych równocześnie zapalników jest znacznie mniejsza. Zapalników tego rodzaju nie produkuje się dotychczas w kraju. Najpewniejszy sposób zabezpieczenia się przed prądami błędzącymi polega na wyszukaniu źródła powstawania prądów i wyłączenia źródła prądu na okres prowadzenia roboty strzelniczej w szybie. Okres ten musi obejmować ładowanie, łączenie otworów i odpalanie. Przed ustaleniem czasów wyłączania prądu należy wykonać szczegółowe pomiary prądów błędzących w różnych godzinach doby z uwagi na ich nierównomierność występowania.

Pomiarów należy dokonywać pomiędzy wiszącym na linie kablem a dnem szybu oraz pomiędzy ociosami a dnem szybu. Zmiany w wartości prądów błędzących powodowane są w pierwszym rzędzie pracą urządzeń elektrycznych (np. wzrastanie wartości prądów przy zbliżaniu się elektrowozów w pobliżu szybu. Z uwagi na przenikanie prądów błędzących przez skałę, prądy te o dużych wartościach mogą wystąpić w szybie, mimo iż ten nie ma połączenia z kopalnią. Dla ustalenia wartości prądów błędzących najlepiej nadają się samopiszące przyrządy pomiarowe.

Po stwierdzeniu zasięgu, wartości, napięcia i natężenia prądów błędzących i ustaleniu ich źródła, należy dokładnie określić sposób wyłączania źródła prądu oraz sposób wzajemnego porozumiewania się w sprawie wyłączania i włączania prądu do sieci. Po wyłączeniu źródła prądu przed rozpoczęciem ładowania otworów należy pomierzyć wartości prądów i dopiero, gdy nie przekraczają one granic dopuszczalnych, wolno przystąpić do ładowania otworów. Należy stwierdzić, że niejednokrotnie prądy błędzące występują, aczkolwiek o mniejszych znacznie wartościach, również po wyłączeniu źródła prądu.

Dno szybu powinno być kontrolowane na obecność prądów błędzących przynajmniej jeden raz w miesiącu.

• Prowadzenie robót strzelniczych w szybach gazowych

Górnice przepisy bezpiecznego prowadzenia kopalń węgla, rud, soli i innych kopalin użytecznych Dział VII przewidują, że w polach gazowych można prowadzić roboty kamienne przy użyciu MW skalnych w przypadku, jeżeli analiza powietrza w przodku nie wykazuje zawartości metanu powyżej 0,1% i jeżeli przodek znajduje się w odległości nie mniejszej jak 50 m od strefy występowania pyłu węglowego klasy A lub 150 m od strefy występowania pyłu węglowego klasy B.

Powyższe przepisy stosowane są zazwyczaj przy głębieniu szybów z powierzchni, jeżeli są one już połączone poziomymi wyrobiskami z kopalnią.

W szybach nie mających połączeń z kopalnią, za zgodą właściwego okręgowego urzędu górniczego, dopuszczalne jest prowadzenie robót

strzelniczych na warunkach odmiennych, określanych każdorazowo przez urząd górniczy. W zasadzie w tym przypadku przy wentylacji tłoczącej wolno z powierzchni strzelać w szybach dynamitem przy zawartości CH_4 w szybie w granicach do 2%.

W czasie odpalania otworów załogę należy zgromadzić poza budynkiem nadszymbia.

Przy zawartości metanu w granicach od 1 do 2% wolno w szybach strzelać dynamitem przy zachowaniu w czasie strzelania naokoło szybu na powierzchni strefy bezpieczeństwa o promieniu 100 m. Strefę tę określa każdorazowo urząd górniczy.

Poza tym w takich szybach musi być zainstalowany osobny kabel strzelniczy, który nie może być używany jako kabel oświetleniowy.

Przy stosowaniu do strzelania w kamieniu dynamitu używać można zapalników takich, jakich używa się w kopalniach niegazowych.

Przy stosowaniu w węglu barbarytu używać należy powietrznych zapalników milizwłocnych.

Za pokład węgla uważa się taki pokład, którego grubość przekracza 10 cm.

Jako ekwiwalent przybitki otworów należy stosować przytapianie dna szybu na wysokość co najmniej 25 cm.

Badania powietrza w szybie przy użyciu metanomierzy musi być wykonywane w przedku oraz w przedziale kubłowym najniższego pomostu bezpieczeństwa (wiszącego lub też pokrytej ramy napinającej).

Badania te muszą być wykonywane na początku każdej zmiany, przed załadowaniem otworów, po odpaleniu i przewietrzeniu i co dwie godziny w czasie pracy.

Sposoby kontroli zawartości metanu w szybie głębionym omówiono poprzednio.

4. Ręczne ładowanie urobku

Ładowanie urobku do kubłów w zagłębianym szybie jest czynnością wymagającą dużego wysiłku fizycznego, poza tym pochłania ono duży procent całości czasu potrzebnego do wykonania jednego cyklu robót.

Tablica 97

Pracochłonność niektórych czynności wykonywanych przy głębieniu szybow

Czynności cyklu roboczego	Ładowanie ręczne	Ładowanie mechaniczne
	%	%
Wiercenie otworów	15	25 ÷ 20
Ładowanie skały	60	50 ÷ 60
Nabijanie otworów, odpalanie i pozostałe czynności	25	25 ÷ 20

Wynika to z zestawienia opracowanego w ZSRR na podstawie danych z praktyki i analizy pracochłonności poszczególnych czynności (tabl. 97), składających się na cykl robót głębienia.

Należy zwrócić uwagę, iż przy mechanicznym ładowaniu skały czyn-

ność ładowania w cyklu uległa zmniejszeniu, przyczyniając się tym samym do zmniejszenia czasu trwania całości cyklu. Niemniej jednak pozostaje ona nadal najbardziej pracochłonną czynnością w cyklu.

Ładowanie zajmuje więc 50 do 60% całkowitego czasu cyklu. Zmniejszenie czasu trwania tej czynności wpływa dodatnio na postęp głębienia szybu i z tego powodu istnieje ogólna tendencja do mechanizowania czynności załadunku urobku.

W Polsce mechaniczne ładowanie zastosowano do głębienia szybu w latach 1951 ÷ 1952. Obecnie w polskim budownictwie szybowym ręczne ładowanie urobku stosuje się jedynie przy ręcznym urabianiu skały, jako czynność pomocnicza przy mechanicznym ładowaniu oraz w szybach i szybikach o średnicy w świetle mniejszej niż 3 m.

Ręczne ładowanie urobku w przodku szybowym rozpoczyna się od ładowania do kubłów urobku dostatecznie rozdrobionego strzałami. W czasie tej czynności część załogi rozbija przy użyciu młotków pneumatycznych duże bryły skalne, niedostatecznie rozdrobione przy strzelaniu. Z chwilą załadowania rozdrobionego urobku wykonuje się wylamywanie i rozbijanie dużych odłamków skalnych tkwiących w masie urobku, a nie wyrzuconych działaniem materiałów wybuchowych. Urobek ładuje się łopatami, tzw. do kamienia. Ładowność łopat wynosi około 8 kg, a ich ciężar około 2 kg. Styłisko do łopaty o przekroju okrągłym powinno być wykonane z drewna bukowego, jesionowego lub akacjowego. Styłisko powinno być wycięte z calizny pnia równoległe do włókien.

Wydaźność pracy przy ręcznym ładowaniu urobku skalnego do kubłów zależy od stopnia i równomierności rozdrobienia skały, wysokości kubła, dopływu wody do przodku, odpowiednich narzędzi i organizacji pracy. Największą wydaźność ładowania uzyskuje się przy drobnym, jednolitym urobku, który można bezpośrednio w całości ładować łopatami do kubła i przy dużych kawałkach skały, które można ładować do kubła rękami. Zwiększenie wysokości kubła powoduje zmniejszenie wydaźności ładowania. W celu ułatwienia ładowania i zwiększenia wydaźności stosuje się kubły niskie, lecz o większej średnicy. Dobre rezultaty daje również wybranie na początku ładowania wgłębienia w masie urobku, w które wstawia się kubel po spuszczeniu go na dno szybu.

Siąpanie wody w szybie, jak również spływanie jej strugami po obudowie i ociosie, wpływa niekorzystnie na wydaźność ładowania. Zawodniony urobek zsuwa się z łopat. Praca mokrymi narzędziami jest uciążliwa. Ludzie ulegają przeziębieniom i chorobom skórnym, w szczególności gdy woda wykazuje temperaturę poniżej 15°C i jest agresywna.

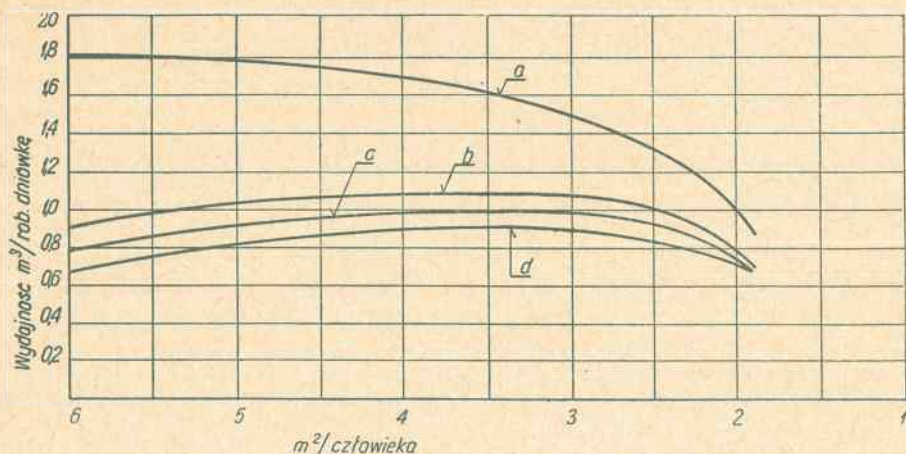
W przypadku większego dopływu wody do szybu, zakrywającego urobek w przodku, korzystne jest wykonanie w dnie szybu małego rzepia głębokości 0,5 do 0,7 m, do którego wstawia się kosz ssawny pompy. Urobek na dnie szybu jest wtedy odkryty, co ułatwia ładowanie, gdyż jest on dla ładowacza widoczny.

W celu ułatwienia ładowania stosuje się również blachy o wymiarach 0,5 × 0,5 m, grubości 4 do 6 mm. Na blachy te jeden ładowacz nagarnia urobek, podczas gdy drugi ładuje do kubła.

Praca ładowacza jest ciężka należy więc przy tej czynności zatrudniać ludzi kolejno, zmęczonym ładowaczom powinno się przydzielać lżejszą pracę w przodku, jak rozbijanie dużych brył kamienia, obsługę pompy, odczepianie i naprowadzanie kubłów.

Osiągnąta wydaźność pracy w przodku szybowym zależy od stopnia zagęszczenia przez górników dna szybu. Widoczne to jest na rys. 149:

wydajność jednostkowa przy większej powierzchni dna szybowego przypadającej na jednego górniką rośnie znacznie, a postęp przodku szybowego jest największy, gdy powierzchnia dna szybowego przypadająca na jednego górniką, utrzymuje się w pobliżu $3,5 \text{ m}^2$.



Rys. 149. Zależność wydajności górniką szybowego od powierzchni pracy w szybie (przy ręcznym ładowaniu)

a — wydajność górniką dolowego, b — wydajność dla szybu $\phi 7 \text{ m}$, c — wydajność dla szybu $\phi 6 \text{ m}$, d — wydajność dla szybu $\phi 5 \text{ m}$

Wydajność ładowaczy w szybie nie jest jednakowa przez cały czas ładowania urobku z jednej zabierki.

Najbardziej wydajna jest praca ładowaczy w początkowym okresie ładowania urobku z górnej warstwy, gdyż jest on dobrze rozdrobiony oraz leży luźno. Mniejsze lub większe bloki skalne leżące poniżej muszą być przed ładowaniem zruszane kilofem, co wymaga dodatkowej pracy.

Zazwyczaj przyjmuje się, że objętość dobrze rozdrobionego urobku skalnego wynosi około 50% całej objętości skały zruszonej przez strzelanie. Wydajność ładowania tej warstwy można określić współczynnikiem 1,15.

Objętość skały zruszonej strzałami, lecz wymagającej dodatkowego rozbijania brył, ocenia się średnio na 30%, zaś współczynnik ładowania na 0,95.

Objętość skały zruszonej strzałami, lecz wymagającej wyłamywania i rozbijania wynosi 20% całej objętości skały zruszonej strzałami. Za wskaźnik wydajności ładowania tej warstwy przyjmuje się 0,25.

5. Mechaniczne ładowanie skały

Stosowane obecnie urządzenia do mechanizacji ładowania skały w szybach podzielić można na dwie grupy:

- urządzenia częściowo mechanizujące ładowanie i wymagające mniejszego lub większego nakładu pracy ludzkiej,
 - urządzenia w pełni mechanizujące pracę ładowania skały w szybie.
- Z uwagi na rodzaj konstrukcji ładowarki szybowe podzielić można na:
- ładowarki zgarniakowe,
 - ładowarki łyżkowe,

— ładowarki chwytakowe:

z chwytakiem o dużej pojemności sterowanym mechanicznie i przy-
mocowanym do specjalnej konstrukcji w szybie lub do pomostu
wiszącego,

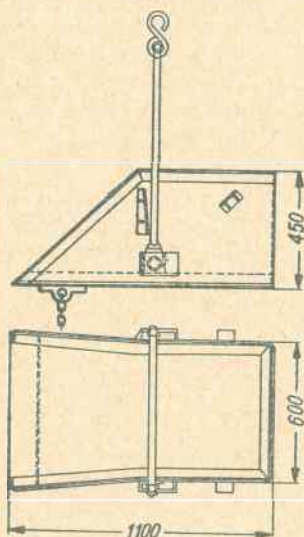
z chwytakiem o małej pojemności, sterowanym ręcznie.

Kosze załadowcze

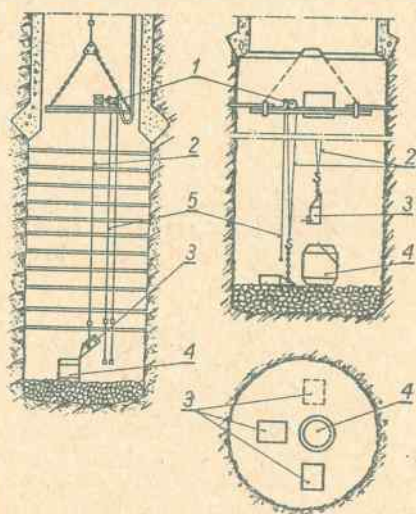
Do urządzeń mechanizujących częściowo ładowanie należą tzw. kosze załadowcze. Mechanizują one częściowo pracę ładowania urobku. Główne zadanie tego rodzaju urządzenia polega na zmniejszeniu wysokości podnoszenia urobku przy ładowaniu, a zatem i zmniejszeniu wysiłku ładowczy.

Kosz załadowczy jest to skrzynia z blachy stalowej grubości 4 do 5 mm, której jeden bok czołowy jest otwarty i ścięty pod kątem około 40° (rys. 150).

Kosz ten zawiesza się na linie za pomocą kabłąka umocowanego wahliwie do podłużnych boków skrzyni. Pod ostrzem kosza znajduje się uchwyt,



Rys. 150. Kosz załadowczy



Rys. 151. Ładowanie urobku do kubła koszem załadowczym

1 — kołowrót powietrzny, 2 — lina dla podwieszenia kosza, 3 — kosz, 4 — kubel, 5 — lina dla sterowania z przodku pracą kołowrotu powietrznego

do którego przymocowany jest łańcuch służący do przewracania kosza przy wyładunku urobku do kubła. Pojemność kosza wynosi od 0,1 do 0,5 m³.

Kosz zawiesza się na linie kołowrotu pneumatycznego ustawionego na pomoście roboczym w szybie. Kołowrotem tym steruje się za pomocą dwu linek opuszczanych na dno szybu, a umocowanych do trójdrożnego zaworu powietrza sprężonego.

Kosze załadowcze mogą być stosowane do ładowania kubłów, skipów lub wyciąga się je na powierzchnię w klatkach.

W przypadku stosowania koszy załadowczych do ładowania kubła

kołowrót sterujący zabudowuje się na pomoście wiszącym, utwierdzonym w obudowie ostatecznej lub rozpartym o ociosy skalne (rys. 151). Na bęben kołowrotu nawija się linę zakończoną na końcu hakiem. Na haku zaczepia się kosz za pomocą kabłąka. Zwykle pracuje się dwoma lub trzema koszami. Kosz załadowuje się ręcznie. Następnie po zaczepieniu kosza hakiem, sterując linką kołowrotu uruchamia się go, podnosząc kosz na wysokość 0,3 do 0,7 m ponad kubel.

Kosz z dnem nieotwieralnym przewraca się przy użyciu łańcucha wysypując urobek do kubła.

Z chwilą wysypania urobku do kubła drugą linką uruchamia się bęben kołowrotu i spuszcza kosz na urobek, odczepia linę i podnosi inny, w międzyczasie załadowany kosz. Użycie koszy załadowniczych poprawia wydajność ładowaczy o około 25%.

Ładowarki zgarnikowe

Inny przykład zastosowania tego rodzaju urządzenia załadowniczego pokazano na rys. 152. Pomost załadowny 1 opiera się na rozporze 2 utrzymującej nad kubłem 3 nachyloną i poziomą część pomostu. Na pomoście roboczym umieszczonym na obudowie ustawia się dwubębnowy kołowrót 4 o mocy 15 KM. Lina robocza tego kołowrotu jest przeciągnięta przez krążek 5 i zaczepiona do przedniego boku zgarniaka 6. Lina zwrotna natomiast jest przeciągnięta przez krążek 7 i umocowana do tylnego boku zgarniaka. Przez pociąganie liną zgarniaka w kierunku pomostu załadowniczego przesuwają się go nad otwór w poziomej części pomostu i wysypuje urobek do kubła. Po napełnieniu kubła część poziomą pomostu podnosi się, umożliwiając wyciąganie kubła. Urządzenie tego rodzaju stosuje się obecnie przy głębinie szybów bardzo rzadko.

Ładowarki łyżkowe

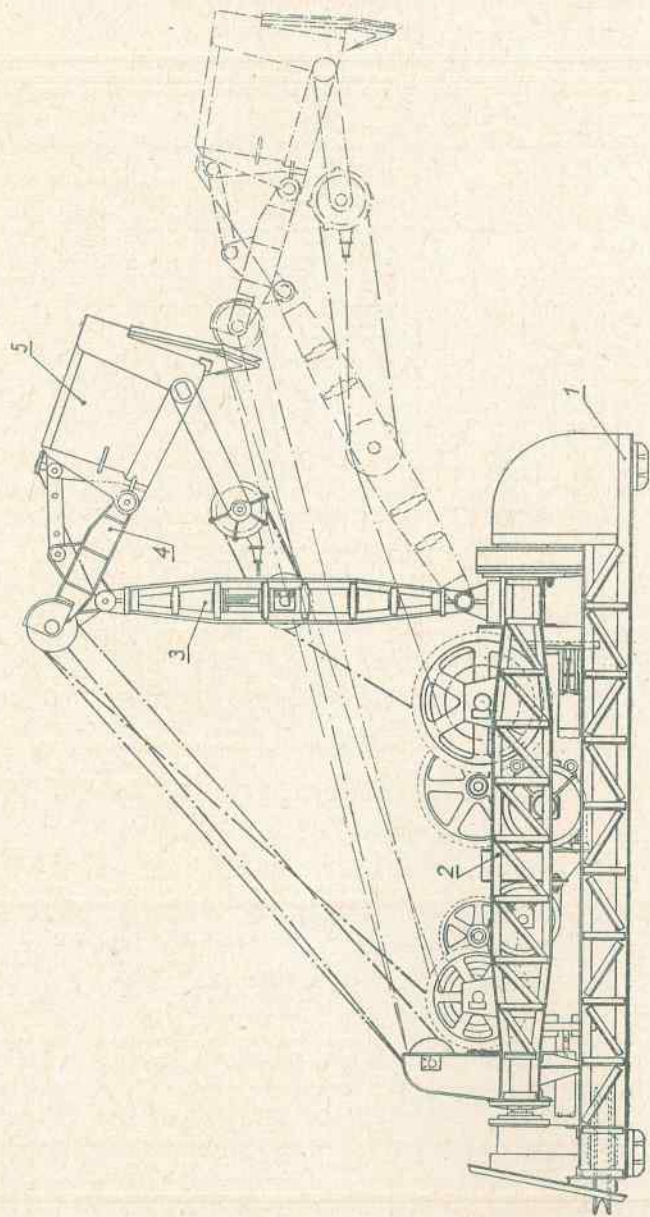
Znalazły one zastosowanie przy ładowaniu skały w szybach. W zależności od konstrukcji podzielić je można na podsiębierne oraz nadsiębierne.

Przykładem ładowarki podsiębiernej może służyć ładowarka łyżkowa ER-3, wyprodukowana w ZSRR (rys. 153). Ładowarka tego typu składa się z następujących zasadniczych elementów: ramy podstawnej 1, ramy obrotowej 2, wysięgnika 3, krótkiego ramienia 4, łyżki 5. Do ładowania zespół sterujący opuszcza się na linie na odległość około 2 m ponad urobkiem. Sterowanie ładowarką wykonuje się z kabiny umieszczonej na konstrukcji ładowarki powyżej czoła przodku. Schemat pracy ładowarki tej w szybie podano na rys. 110.

Ładowarki chwytkowe

W ładowarkach tego typu wyróżnić można ładowarki, których chwytak zamykany i otwierany jest za pomocą liny oraz ładowarki pneumatyczne, w których szczęki chwytaka uruchamiane są powietrzem sprężonym.

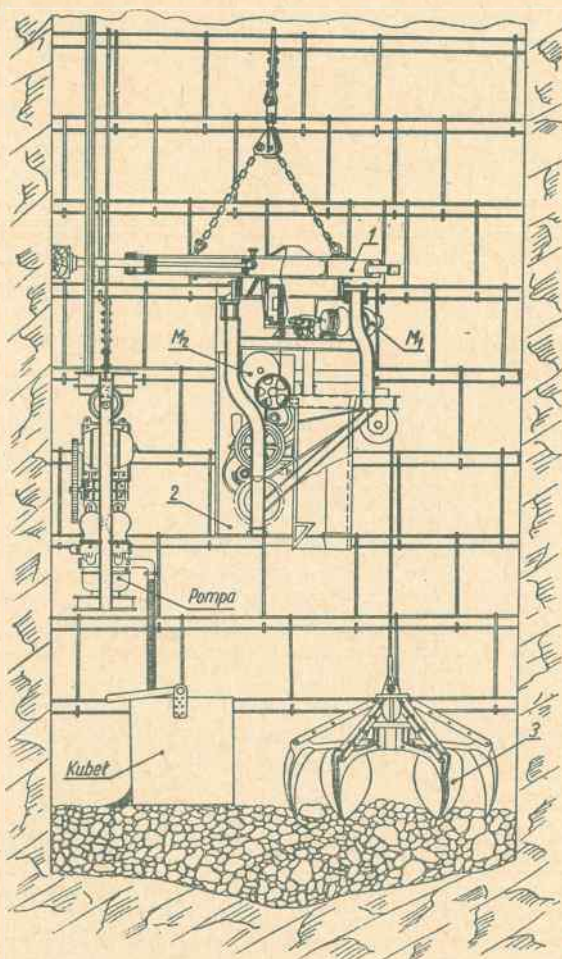
Jedną z pierwszych konstrukcji ładowarki chwytkowej linowej była



Rys. 152. Ładowarka zgar-
niakowa

Rys. 153. Schemat pracy ładowarki łyżkowej typu ER-2

ładowarka Czugunowa (rys. 154), składająca się z ramy podstawowej 1, zawieszzonej na linie i łańcuchach, z pomostu roboczego 2, na którym ustawiono kołowroty, i z chwytaka 3 umocowanego do lin nawiniętych na kołowroty. Do napędu ładowarki służy silnik elektryczny. Chwytnik ośmioszczekowy ma pojemność 1,25 m³ i szerokość 3000 mm przy roz-



Rys. 154. Ładowarka chwytakowa linowa Czugu-
gunowa

wartych szczękach. Do ładowania ładowarkę opuszcza się 6 do 10 m ponad urobek. Ładowarka sterowana jest z kabiny, znajdującej się na pomoście ładowarki. Opuszczanie, otwieranie, zamykanie chwytaka oraz naprowadzenie nad kubel następuje drogą operowania systemem lin i przekładni.

Spośród dalszych ładowarek tego typu wymienić jeszcze należy ładowarkę typu Scheidt, typu Riddel, ładowarkę typu Demag, ładowarkę SzM-1 napędzaną silnikiem elektrycznym oraz ładowarkę PGA-2.

Większe zastosowanie, aniżeli ładowarki linowe, znalazły ładowarki chwytakowe pneumatyczne.

Ładowarkę tego rodzaju (BCz-1) skonstruowali w ZSRR I. I. Bałbaczan

i A. F. Czugunow. Składa się ona z chwytaka i kołowrotu pneumatycznego służącego do jej podwieszania. Ładowarka typu BCz-1 przechodziła w ZSRR szereg udoskonaleń, polegających na zwiększeniu pojemności chwytaka (typ BCz-5M) i wprowadzeniu mechanicznego wodzidła (typ KS-3). Ładowarka BCz-1 znalazła zastosowanie w Polsce (typ ŁCH-335). Udoskonalono ją zwiększając pojemność do 0,2 m³ (typ ŁCH-2). Zasadę działania oraz pracę tym najbardziej obecnie rozpowszechnionym typem ładowarki opisano w rozdziale V.

Obserwacje pracy ładowarki typu BCz-1 poczynione w ZSRR oraz w Polsce wskazują, że czas jednego zaczerpnięcia urobku wynosi 30 do 45 sek. Czas napełnienia kubła o pojemności 1,0 m³ (sześciokrotne zaczerpnięcie urobku) wynosi średnio 3,5 min.

Zmianową wydajność ładowarki BCz-1 liczoną w metrach sześciennych skały, zależnie od pojemności kubła oraz kategorii skał, podano w tabl. 98.

Tablica 98

Zmianowa wydajność ładowarki BCz-1 przy uwzględnieniu kategorii skał

Pojemność kubła	Wydajność ładowarki, m³					
	przy pracy jedną ładowarką			przy pracy dwoma ładowarkami		
	kategoria skał					
	poza kategorią	II i III	IV	poza kategorią	II i III	IV
m³						
1,0	18,4	20,2	22,4	15,6	17,2	19,0
1,5	24,2	26,7	30,0	20,5	22,7	25,2
2,0	27,5	30,0	33,7	23,4	25,7	28,6

Zwiększenie rozdrobienia skały przyczynia się do wzrostu wydajności ładowarki. Z praktycznych doświadczeń wynika, że największą wydajność ładowania osiąga się przy ładowaniu urobku o wymiarach kątów do 160 mm (patrz rys. 115). Z przedstawionego wykresu wynika, że w przypadku zwiększenia wychodu kątów o wymiarach do 160 mm z 46 do 85%, wydajność ładowarki wzrasta 1,5 raza. Ilość urobku dająca się załadować ładowarką BCz-1 bez konieczności dodatkowego rozbijania brył skalnych wynosi 65 do 75% całej masy skalnej zruszonej materiałem wybuchowym w jednym zabiorze.

Przy ładowarce polskiej konstrukcji ŁCH-2 stosunek ten z powodu większego rozwarcia szczęk chwytaka jest jeszcze korzystniejszy.

Ładowarka powinna być podwieszona do kołowrotu ustawionego na pomoście wiszącym, bądź na ramie napinającej. Ustawienie kołowrotu ładowarki na powierzchni lub pomoście pośrednim nie jest dobre, gdyż ładowarka nie sięga wtedy do wszystkich miejsc w szybie. Dotyczy to również zbrojenia szybu, które powinno być prowadzone z opóźnieniem nie przekraczającym odległości 20 do 30 m od dna szybu, jeżeli ładowarka ma pracować w korzystnych warunkach.

Ten sposób zawieszenia ładowarki oraz prowadzenia zbrojenia zapewnia wyeliminowanie martwych miejsc dna szybu, do których nie sięga ładowarka, a ponadto obsada załogi może ulec zmniejszeniu, gdyż odpadnie konieczność wyrównywania dna szybu przy ociosach oraz dopychanie ładowarki w stronę ociosu.

Obsada szybu powinna być dostosowana do ilości równolegle pracujących ładowarek. Przeciętnie dla obsługi jednej ładowarki należy liczyć trzech ludzi: operator, naprowadzający chwytak i przyjmujący kubły. Nie zatrudniona przy ładowaniu część załogi może być wykorzystana przy obrywce ociosów, wykonywaniu obudowy tymczasowej oraz wierceniu otworów strzałowych w końcowej fazie wybierania urobku.

Liczba pracujących jednocześnie ładowarek uzależniona jest w pierwszym rzędzie od zdolności ciągnięcia urobku. W przypadku pracy dwóch lub trzech ładowarek powinien być ułożony, dla racjonalnej i bezpiecznej pracy, schemat rozmieszczenia ładowarek w szybie oraz podział dna szybu na segmenty, w których każda ładowarka powinna ładować urobek.

Rodzaj skały jest jednym z czynników decydujących o stosowaniu mechanicznego ładowania. W przypadku występowania glin lub ilów urabialnych młotkami pneumatycznymi stosowanie mechanicznego ładowania nie jest ekonomiczne. Stwierdzono, że skałę wilgotną ładuje się lepiej niż skałę suchą. Dopływ wody ma duży wpływ na efektywność mechanicznego ładowania. W skałach o dużym dopływie wody (ponad $1 \text{ m}^3/\text{min}$) efekty ładowania mechanicznego maleją. Tym niemniej zastosowanie ładowarek w szybach z dużym dopływem wody jest wskazane, albowiem ładowanie ręczne w takich warunkach jest bardzo ciężkie i mało wydajne.

W przypadku występowania tzw. lasujących się piaskowców, jakie zdarzają się w południowo-wschodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, ładowanie ręczne wymaga ponownego urabiania młotkami mechanicznymi odstrzelonej skały. Przy użyciu ładowarki konieczność ta odpada.

Ciśnienie i ilość powietrza sprężonego decydują o możliwości ładowania mechanicznego. Za minimum uznać należy ciśnienie 4,5 atn. Zagadnienie to ważne jest szczególnie w szybach zaopatrywanych w powietrze sprężone z ogólnej sieci kopalnianej, w której powstają silne spadki ciśnienia o pewnych porach nasilenia pracy. Dotyczy to również szybów, w których z góry należy przewidzieć większy rozchód powietrza dla pomp typu Pleiger lub Mamut.

Zabudowywanie w szyb'e w czasie głębienia zbrojenia wpływa niekorzystnie na wydajność ładowania.

Im bardziej ograniczona będzie możliwość przesuwania się liny ładowarki między belkami przedziałowymi, tym mniej urobku można będzie załadować mechanicznie.

Wydajność urządzenia wyciągowego jest jednym z decydujących czynników, który powinien być brany pod uwagę przy wprowadzaniu mechanicznego ładowania. Jeżeli urządzenie wyciągowe będzie miało małą wydajność i załoga będzie czekać na próżne kubły, mechaniczne ładowanie nie będzie przebiegało sprawnie i postęp głębienia szybu nie zwiększy się.

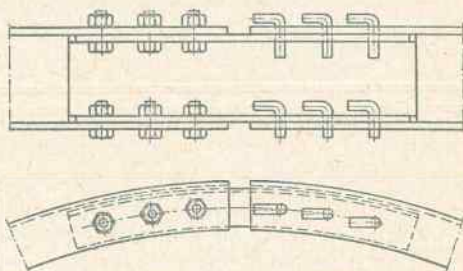
Przy małej pojemności kubła (małych wymiarach) następuje duży rozrzut ładowanego urobku, przez co zmniejsza się wydajność ładowania.

Osiągnięcie prawidłowej wydajności mechanicznego ładowania będzie wtedy możliwe, gdy przewóz urobku od wysypu na zwały będzie należycie zmechanizowany. Duże znaczenie ma tutaj zastosowanie w wieży mechanicznie zamykanych zbiorników dla urobku, które niwelują nierównomierności wyciągania urobku z szybu oraz nierównomierności w odstawie urobku na zwały.

6. Obudowa tymczasowa szybu

Pod nazwą obudowy tymczasowej szybu rozumie się taką obudowę, która zabezpiecza ociosy szybu w zgłębianym odcinku przed obrywaniem się i wypadaniem brył skalnych, aż do czasu wykonania obudowy ostatecznej. Przy głębieniu szybów o przekroju okrągłym jako obudowę tymczasową stosuje się pierścienie metalowe, podwieszane z góry w dół na cięgłach. Za pierścieniem daje się opinkę z desek lub z blach. Pustą przestrzeń między opinką a skałą wypełnia się drewnem. Odstęp między ostatnim pierścieniem obudowy tymczasowej, a czołem przodku nie powinien przekraczać dwóch metrów.

Pierścienie obudowy tymczasowej wykonuje się ze stali profilu korytkowego NP-16 i NP-18. Każdy pierścień składa się z 6 do 8 oddzielnych członów. Ciężar jednego członu waha się od 60 do 70 kg. Poszczególne człony pierścienia łączone są za pomocą nakładki ze stali o profilu



Rys. 155. Połączenie segmentów obudowy tymczasowej

ceowym o przekroju mniejszym aniżeli pierścienie. Nakładki połączone są z pierścieniem z jednej strony za pomocą śrub, z drugiej za pomocą hakowych sworzni (rys. 155). Zarówno pierścień jak i nakładka mają po kilka otworów, które umożliwiają zmniejszenie lub zwiększenie średnicy pierścienia. Jest to potrzebne zarówno dla odpowiedniego dopasowania pierścienia do średnicy szybu w wyłomie (tolerancja), jak i w przypadku zmniejszenia lub powiększenia grubości obudowy.

Sprawdzenie, czy przyjęty dla obudowy tymczasowej profil stali korytkowej jest dostatecznie wytrzymały, przeprowadza się według zależności

$$\gamma \cdot (h_x \cdot h_o) \cdot A \cdot l = \frac{3 \cdot E \cdot J}{m \cdot R^3} \quad (111)$$

gdzie

$$J = \frac{(h_x + h_o) \cdot A \cdot l \cdot m \cdot R^3}{3E} \quad (112)$$

J — moment bezwładności przekroju pierścienia, cm^4 ,

E — sprężystość materiału pierścienia, kg/m^2 ,

R — średni promień pierścienia, cm ,

$$R = \frac{D - b}{2} \quad \text{cm}$$

przy czym

D — średnica szybu w wyłomie, cm ,

b — szerokość górnego pasa ceownika, cm ,

γ — ciężar objętościowy skał w kg/cm^3 w danym odcinku,

h_x — wysokość odcinka, dla którego oblicza się obudowę, cm ,

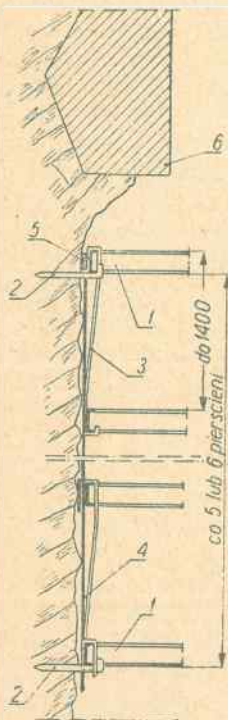
h_o — pionowa miąższość jednorodnej zredukowanej warstwy skalnej (zastępczej) dla danego odcinka (patrz wzór 26 a),

A — współczynnik parcia $= \text{tg}^2 \frac{90 - \varphi}{2}$,

l — odległość między pierścieniami, cm,

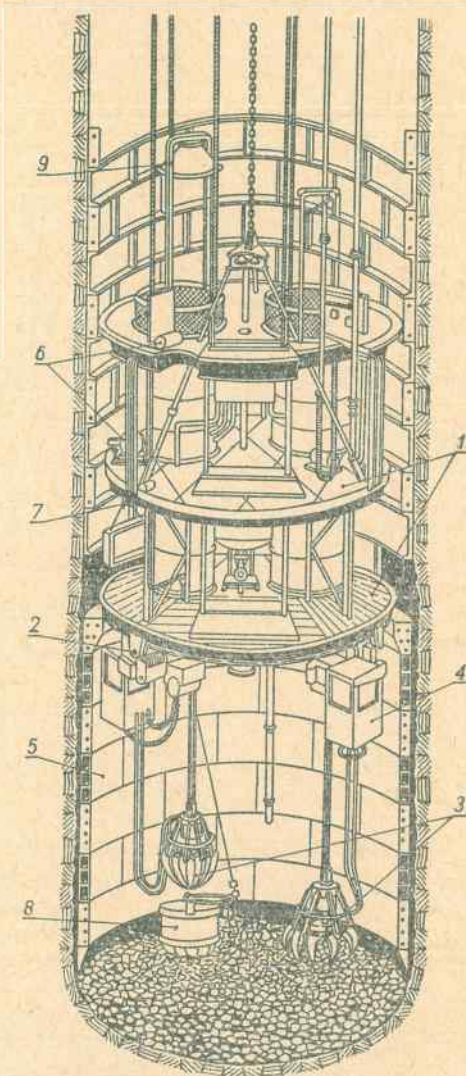
m — współczynnik bezpieczeństwa dla pierścienia (1,5 do 3,0).

Pierścienie obudowy tymczasowej zakłada się w odległości 0,75 do 1,5 m od siebie. Odległość ta uzależniona jest od wytrzymałości skał. Pierwszy pierścień zawiesza się na hakach, których górne końce umocowane są do obudowy ostatecznej poprzedniego odcinka szybu. Haki dla podwieszania obudowy tymczasowej wykonuje się zwykle ze stali okrągłej $\varnothing$ 25 mm. Odstęp pomiędzy hakami licząc po obwodzie pierścienia wynosi 1,2 do 1,5 m.



Rys. 156. Obudowa tymczasowa szybu

1 — pierścień obudowy tymczasowej, 2 — hak dla umocowania obudowy, 3 — hak podtrzymujący pierścień obudowy, 4 — okładziny blaszane, 5 — kliny dla usztywnienia obudowy, 6 — stopa murowa obudowy ostatecznej



Rys. 157. Tymczasowa przesuwna osłona

1 — pomost wiszący, 2 — przesuwnica kabiny ładowniczej, 3 — ładowniki, 4 — kabina operatora, 5 — przesuwna osłona, 6 — urządzenie do podwieszania tubingów żelbetowych, 7 — podwieszany tubing, 8 — kubel, 9 — sanki prowadnicze

Dla lepszego usztywnienia i wzmocnienia obudowy tymczasowej (z uwagi na roboty strzelnicze) pomiędzy pierścienie obudowy zakłada się słupki rozporowe w odstępach co 1,5 do 2,0 m. Słupki te wykonane są z drewna lub lepiej z rur stalowych o średnicy 100 mm. Końce słupków zaopatruje się w wycięcia dla lepszego połączenia z pierścieniami. Ogólny widok obudowy tymczasowej pokazano na rys. 156.

W czasie wznoszenia obudowy ostatecznej rozbiera się obudowę tymczasową, utrzymując jej odstęp od wznoszonego muru w granicach od 1,0 do 2,0 m. Rozebrane człony obudowy tymczasowej wydaje się na powierzchnię, remontuje i przygotowuje do ponownego użycia.

Zazwyczaj za każdym użyciem część obudowy tymczasowej ulega zniszczeniu. Ilość ta wynosi od 5 do 15% członów. Opuszczanie członów pierścieni oraz ich wyciąganie dokonuje się za pomocą uchwytu zezwalającego na opuszczanie naraz kilku elementów składających się na jeden pierścień. W niektórych słabych i zawodnionych skałach zaciskanie obudowy tymczasowej jest duże i rozbieranie jej jest niebezpieczne. W tym przypadku obudowy tymczasowej nie usuwa się, lecz zamurowuje (obudowa stracona). Podobnie postępuje się, gdy skały zalegają stromo i gdy nastąpiło ich odspojenie i naciśnięcie na obudowę.

Przy głębieniu szybów w bardzo mocnych piaskowcach, łupkach piaszczystych oraz soli można pozostawiać ociosy szybu bez obudowy tymczasowej na odcinkach długości: w łupkach 5 do 6 m, piaskowcach do 10 m, a w soli nawet do 30 m.

Usuwanie obudowy tymczasowej jest czynnością, która zajmuje dość dużo czasu w czasie wykonywania obudowy ostatecznej. Należy również stwierdzić, że za obudową gromadzi się zawsze pewna ilość odłamków skalnych, szczególnie w przypadku nawilgocenia skał przez spływającą wodę.

Przy obudowie tymczasowej uważanej za straconą stosuje się niekiedy opinkę z płyt żelbetowych, która wraz z pierścieniami stalowymi zostaje zabetonowana. Dla ścisłego powiązania obudowy z ociosem wymagana jest wtedy dodatkowa cementacja pustek pomiędzy ociosem a płytami opinki. Zastosowanie tego rodzaju obudowy tymczasowej podraża koszt budowy szybu.

Rolę zabezpieczania przodku przed odłami skał spełniać może również przesuwna osłona, która znalazła zastosowanie przy budowie szybów w ZSRR. Jest ona jednym ze składników zespołowego urządzenia do głębienia szybu metodą równoległą, z zastosowaniem tubingów żelbetowych, jako obudowy ostatecznej.

Przesuwna osłona wykonana jest w postaci stalowego cylindra podwieszonego do pomostu wiszącego. Osłona ta może się przemieszczać w kierunku z góry w dół razem z pomostem (rys. 157). Długość tego rodzaju osłony wynosi 19,2 m. Zabezpiecza ona całkowicie przodek szybowy zezwalając na prowadzenie długich odcinków.

ROZDZIAŁ VII

WYKONYWANIE OSTATECZNEJ OBUDOWY SZYBOWEJ

1. Wiadomości ogólne

Biorąc pod uwagę materiały stosowane do ostatecznej obudowy szybu, odróżnia się następującego rodzaju obudowy:

- obudowa drzewna,
- obudowa z cegły,
- obudowa betonowa,
- obudowa betonitowa,
- obudowa żelbetowa,
- obudowa z tubingów żelbetowych,
- obudowa z tubingów żeliwnych,
- obudowa stalowa.

Z uwagi na ochronę szybu przed wypływającą ze skał wodą, obudowę można podzielić na:

- obudowę wodoprzepuszczalną,
- obudowę wodoszczelną.

Do obudów wodoszczelnych zalicza się obudowę z tubingów żeliwnych, obudowę stalową, niekiedy zaś obudowę betonową i żelbetową.

Oprócz wymienionych rodzajów obudowy mogą być stosowane obudowy mieszane, np. murowo-betonowa, betonitowo-betonowa, stalowo-betonowa. W tym jednak przypadku jeden z rodzajów obudowy spełnia zazwyczaj rolę konstrukcji nośnej, np. warstwa betonitowa, pozostała zaś część obudowy, np. beton, ma za zadanie uszczelnienie obudowy.

2. Obudowa drzewna

Obudowa drzewna wyszła u nas niemal całkowicie z użycia przy głębieniu szybów dla kopalń węgla, rud i soli. Powodem tego jest deficytowość drewna, krótkotrwałość obudowy (12 do 15 lat), duże rozmiary szybów oraz duże wymagania wytrzymałościowe z uwagi na głębienie szybów w zawodzionych skałach sypkich na znacznych głębokościach. Z tych względów drewno do obudowy stosuje się jeszcze do remontu istniejących drzewnych obudów szybów oraz do obudowy szybików poszukiwawczych przy robotach geologicznych, do obudowy płytkich pomocniczych szybów o małym przekroju i krótkim czasie trwania (rud żelazne, glinki ogniotrwałe).

Do wykonywania obudowy stosować można drewno sosnowe, modrzewiowe, dębowe, świerkowe, bukowe i akacjowe. Drewno sosnowe, modrzewiowe oraz dębowe są najbardziej odporne spośród wymienionych

rodzajów drewna na gnicie. W celu zwiększenia czasu trwania obudowy drewno nasycza się środkami impregnacyjnymi, najczęściej związkami fluorowymi; z nich fluorek sodu jest uważany za bardzo dobry, gdyż nie powoduje zmniejszenia wytrzymałości drewna oraz jest trudny do wypłukania.

Charakterystyczne dane stosowanego drewna przedstawiono w tabl. 99.

Tablica 99

Dane techniczne drewna stosowanego w budownictwie szybowym

Rodzaj drewna	Przeciętny ciężar drewna ściętego kg/m^3		Wytrzymałość na rozciąganie (15 % wilgoci) $R_r \text{ kG/cm}^2$		Wytrzymałość na ściskanie (15 % wilgoci) $R_c \text{ kG/cm}^2$	
	drewno świeżo ścięte	drewno powietrzno-suche o zawartości wilgoci 15 ÷ 20 %	wzdłuż włókien	prostopadle do włókien	wzdłuż włókien	prostopadle do włókien
Sosna	863	520	1040	30	470	77
Świerk	794	450	900	27	430	58
Jodła	827	470	840	23	400	—
Dąb	1020	760	900	40	520	110
Modrzew	833	590	1070	23	470	60
Buk	968	710	1300	70	530	90
Grochodrzew (akacja) . .	880	740	1480	43	590	130

Do zalet obudowy drzewnej szybów zalicza się:

- odporność na działanie wód agresywnych,
- łatwy sposób przygotowywania elementów, które można wykonywać na powierzchni,
- szybkość i łatwość zakładania,
- podatność na ciśnienie skał,
- łatwość naprawy i wymiany.

Do wad tego rodzaju obudowy należą:

- łatwopalność (groźne pożary szybowe),
- duża skłonność do gnicia, w szczególności w wilgotnym prądzie wychodzącego ciepłego powietrza.

W zależności od konstrukcji i sposobu wykonania obudowę drzewną dzieli się na:

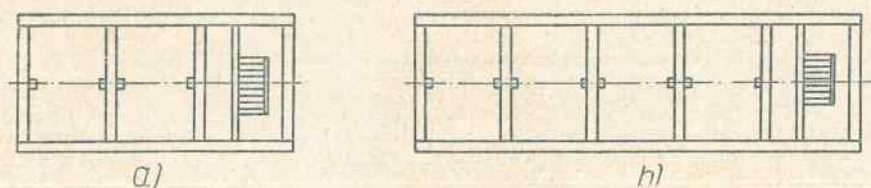
- obudowę wieńcową pełną,
- obudowę wieńcową słupkową,
- obudowę wieńcową zawieszoną (podwieszaną na ciągłach).

Obudowa wieńcowa pełna

Obudowę tego rodzaju stosuje się w szybach o przekroju prostokątnym lub kwadratowym. Składa się ona z wieńców (ram) ułożonych jeden na drugim. W zależności od przeznaczenia szybu przekrój poprzeczny podzielony jest belkami (rozporami) na 3 lub 5 przedziałów, z których jeden stanowi przedział drabinowy, a pozostałe przeznaczone są dla urządzeń wyciągowych (rys. 158). Poszczególne wieńce wykonuje się z drewna

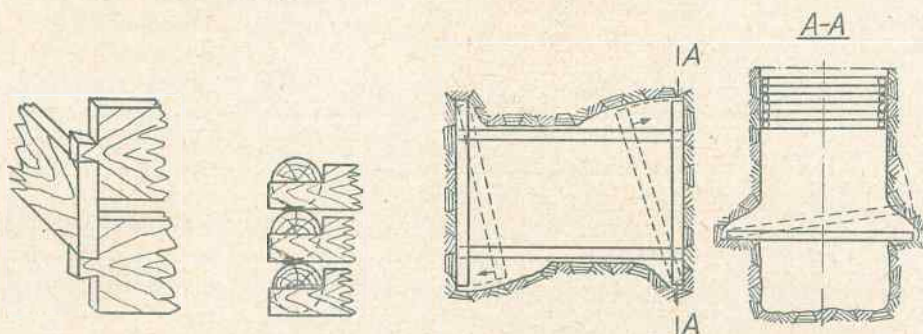
okrągłego lub z belek, przy czym spoczywać one mogą bezpośrednio na sobie lub w odstępach 3 do 10 cm. Uzyskuje się to przez specjalny sposób łączenia oddzielnych belek (rys. 159).

Drewno okrągłe łączy się najczęściej w *półdrewna* (rys. 160), a drewno o przekroju prostokątnym w *jaskółczy ogon*. Do obudowy stosuje się drewno o średnicy 20 do 35 cm.



Rys. 158. Przykład obudowy drewnianej szybów
a — szyb jednowyciągowy, b — szyb dwuwyciągowy

Zależnie od wytrzymałości skały co kilka lub kilkanaście metrów zakłada się wieniec podstawowy. Jest to rama (rys. 161), której krótkie belki przedłuża się o 0,3 do 0,8 m i umieszcza w skałę, oklinowując je dokładnie. W celu umożliwienia wprowadzenia belki w gniazdka, jedno z nich wykonuje się (rys. 161) z tzw. zawodem.



Rys. 159 (z lewej). Jeden ze sposobów łączenia elementów wieńców

Rys. 160 (w środku). Łączenie elementów obudowy w „półdrewna”

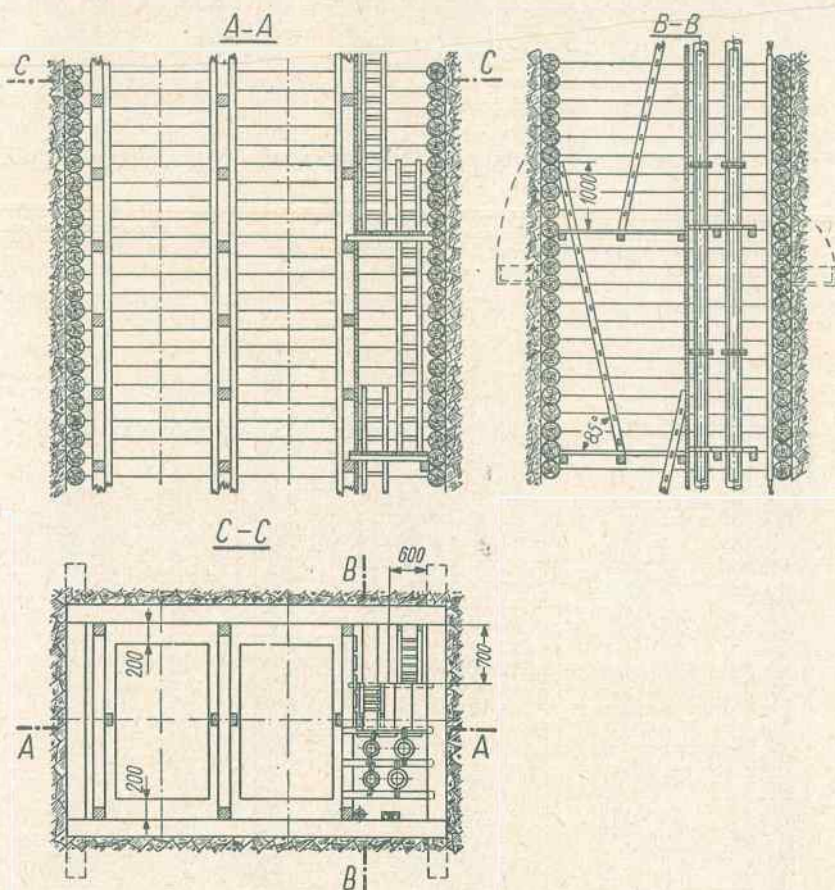
Rys. 161 (z prawej). Zakładanie wieńców podstawowych obudowy drewnianej

Wieniec podstawowy opiera się krótszymi belkami w skałę, ponieważ narażone są mniej na zginanie aniżeli belki długie. W celu wzmocnienia dłuższych belek i równomiernego przejęcia ciśnienia skał, zabudowuje się w szybie w miejscach podziału na przedziały pionowo ustawione belki, tzw. przyściennice (rys. 162). Przyściennice rozpira się rozporami w odstępach 1 do 2 m. Wymiary stosowanych przyściennic i rozpór wynoszą 150×200 , 200×200 lub 200×250 mm.

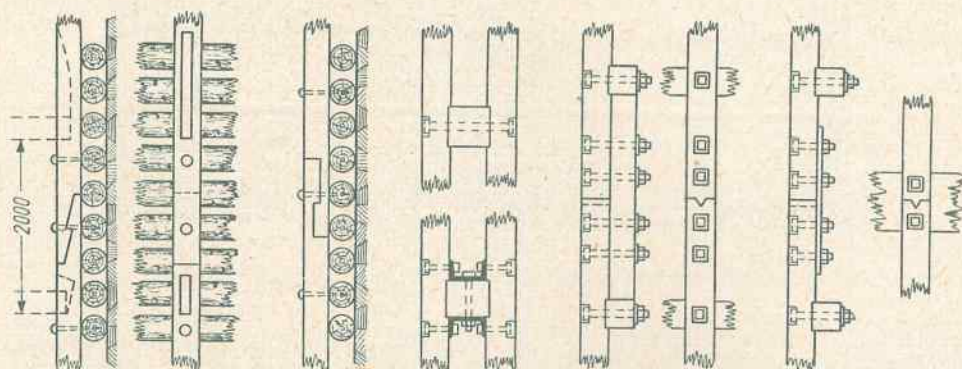
Prowadniki drewniane naczyń wydobywczych przymocowuje się do belek przedziałowych lub rozpór. Przymocowanie wykonuje się za pomocą śrub z łbami prostokątnymi lub też specjalnych gwoździ (rys. 163). Wadą bezpośredniego umocowania prowadników do belek przedziałowych jest to, że przy ciśnieniu skał następuje wyboczenie belek do środka szybu, przez co zmniejsza się odstęp między prowadnikami i klatką, uniemożliwiając jej swobodne przejście. Aby tego uniknąć, tuż przy belce przedziałowej zabudowuje się rozpory, do których dopiero umocowuje się prowadniki (rys. 164).

Obudowa wieńcowa słupkowa

Obudowa tego rodzaju różni się od poprzedniej tym, że odstęp między poszczególnymi wieńcami wynosi 0,5 do 1,5 m. W miejscach podziału na przedziały oraz w narożach zabudowuje się słupki rozpirające poszczególne ramy (rys. 165).

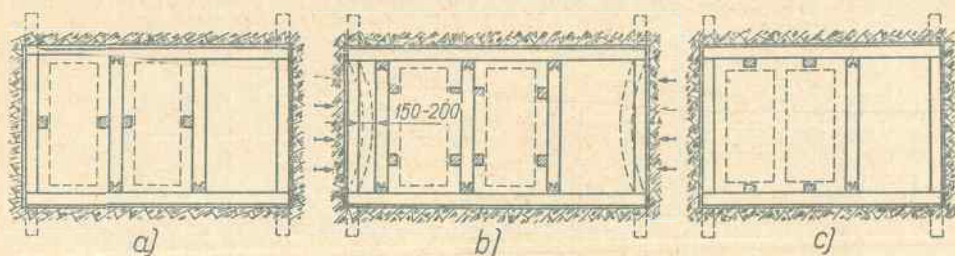


Rys. 162. Rozparcie wieńcowej obudowy drewnianej przysięnnicami

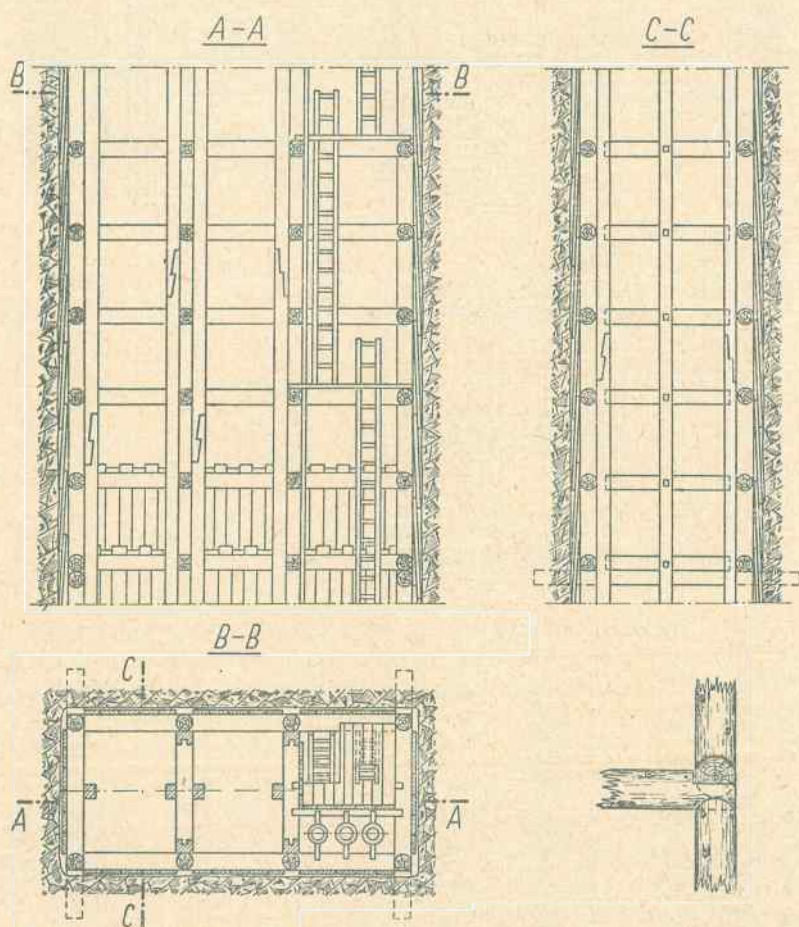


Rys. 163. Sposoby umocowania przewodników do obudowy drewnianej

Obudowę tego rodzaju stosuje się w skałach bardziej zwiezłych i mniej wodonośnych aniżeli przy obudowie pełnej. Ściany skalne zabezpiecza się za pomocą okładzin z desek grubości 25 mm, rozklinowując je dokład-



Rys. 164. Ułożenie przewodników w szybie z obudową drewnianą
a, b — przewodniki boczne, c — przewodniki czołowe



Rys. 165. Obudowa wieńcowa szybu na słupkach

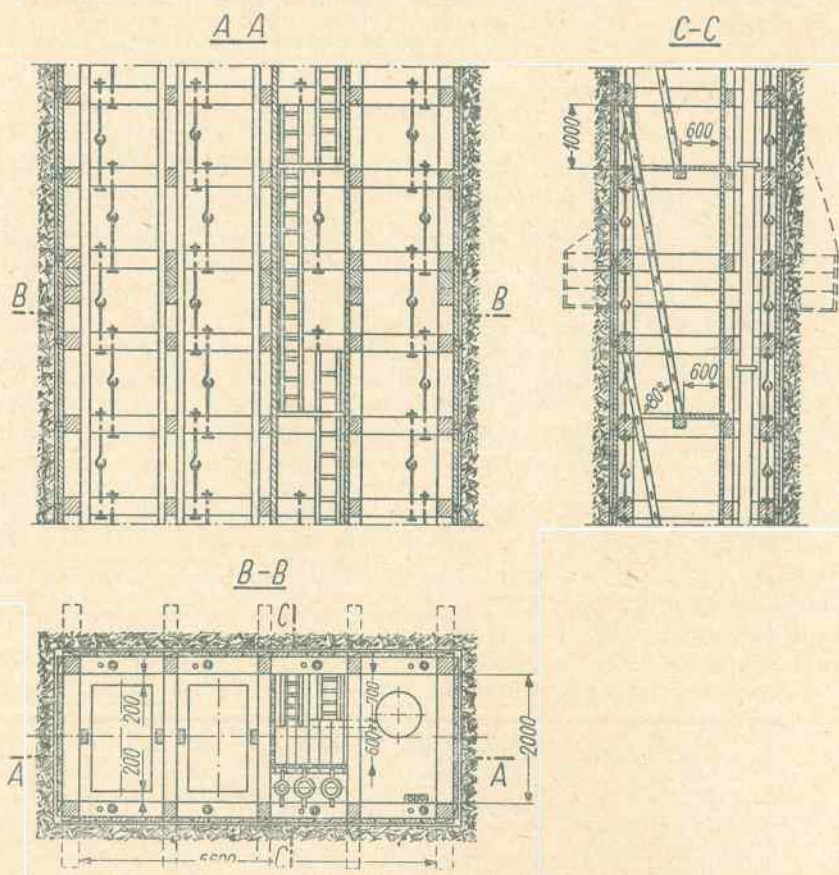
nie między skałą i belkami przedziałowymi. Podobnie jak do obudowy wieńcowej pełnej stosuje się drewno okrągłe lub kantówki. Zabezpieczenie belek przed zginaniem wskutek ciśnienia skał wykonuje się przez za-

budowanie przyściennic i rozpór, podobnie jak to ma miejsce przy obudowie pełnej.

Głębieńie szybu prowadzi się z góry w dół odcinkami 5 do 12 m, zależnie od wytrzymałości skał, a następnie po zabudowaniu wieńca podstawowego buduje się wieńce pośrednie. W celu usztywnienia obudowy słupki łożuje się, a połączenia wzmacnia się dodatkowo klamrami (rys. 164). Obudowa tego rodzaju bardziej jest czuła na ruchy górotworu aniżeli poprzednia, więc stosuje się ją tylko wtedy, gdy istnienie szybu obliczone jest na stosunkowo krótki czas, 8 do 10 lat.

Obudowa wieńcowa zawieszana

Różni się ona od poprzednich obudów tym, iż jest prowadzona z góry w dół w ślad za postępem przodku. Wykonuje się ją z belek, przy czym poziome wieńce podwiesza się jeden do drugiego, zakłada słupki i następnie ściągą mocno za pomocą nagwintowanych końców cięgieł. Poszczególne



Rys. 166. Obudowa wieńcowa podwieszona na cięgłach

wieńce rozklinowuje się, dając za nie okładziny z desek (rys. 166). Cięgła o średnicy 25 do 35 mm zakłada się tylko na długich belkach. Całą konstrukcję obudowy przygotowuje się na powierzchni, a następnie montuje na dole.

W porównaniu z poprzednimi obudowami odznacza się ona następującymi zaletami:

- odpada konieczność wykonywania pracochłonnych gniazdek dla wieńców podstawowych; ogółem ilość wieńców znacznie się zmniejsza,
- zużycie drewna jest mniejsze, niż przy obudowie słupkowej prowadzonej z dołu do góry,
- wykonywanie obudowy przebiega szybciej niż z dołu do góry,
- nie zachodzi konieczność stosowania obudowy tymczasowej,
- remont obudowy na ciągłach jest łatwiejszy niż pozostałych obudów.

Wadami tej obudowy są:

- mniejsza wytrzymałość aniżeli obudowy pełnej,
- konieczność zastosowania doborowego gatunku drewna do sporządzania elementów obudowy,
- nie nadaje się do zastosowania w słabych i zawodnionych skałach,
- trudność wykonania narożnych zamków oraz zmniejszona odporność na gnienie drewna na połączeniach.

3. Obudowa murowana

Udział obudowy z cegieł w budownictwie szybowym zarówno w krajach Europy Zachodniej, jak i w ZSRR stale maleje. Zastępuje ją obudowa betonitowa oraz obudowa betonowa. Podobnie dzieje się w Polsce; do roku 1956 stosowano wyłącznie obudowę z cegieł, obecnie udział tej obudowy można ocenić na kilkanaście procent. Zastąpiono ją w szybach głębinowych metodą zwykłą przez obudowę betonitową.

Zmniejszenie ilości szybów w obudowie ceglanej jest przede wszystkim wywołane potrzebą zwiększenia postępu głębinienia szybów, czego nie można było uzyskać przy pracochłonnej obudowie z cegły.

Cegła używana do obudowy szybowej musi spełniać szereg warunków; między innymi nie może zawierać szkodliwych domieszek jak wapno, margiel, gips, gdyż składniki te pod wpływem wód szybowych rozkładają się. Również cegła nie może zawierać składników organicznych, które osłabiają jej wytrzymałość.

Wymiary cegieł stosowanych w budownictwie szybowym przedstawia się następująco (tabl. 100).

Tablica 100

Wymiary cegieł stosowanych w budownictwie szybowym

Rodzaj cegły	Długość mm	Szerokość mm	Grubość mm
Cegła normalna . .	250 ± 5	120 ± 3	65 ± 2
Cegła podwójna (szybowa)	250 ± 5	120 ± 3	130 ± 3

Z uwagi na cechy zewnętrzne rozróżnia się trzy gatunki: D — doborowy oraz 1 i 2 klasę. Cechy te, charakteryzujące wygląd cegieł, dla wykonywania obudów szybowych mają znaczenie drugorzędne.

Cegła powinna mieć kształt prostokątny, o płaskich i szorstkich po-

wierzchniach. Przy uderzeniu młotkiem powinna dawać czysty dźwięk, a upuszczona na płask z wysokości 1,5 m na stos cegieł może pęknąć i złać się, lecz nie może się rozpaść na kawałki.

Cegłę podwójną (szybową, RN-53/MG-12041) wyrabia się jako pełną P i z otworami O. Wyrabia się ją w jednej klasie — 180.

Tablica 101

Niektóre cechy cegieł stosowanych w budownictwie
szybowym

Klasa	Nazwa	Wytrzyma- łość na ściskanie R_c min kG/cm ²	Nasiąkli- wość cię- żarowa %	Cecha na główce cegły
350	klinkier	350	≥ 6	jeden rowek
250	półklinkier	250	≥ 12	
150	pełna	150	od 6 ÷ 20	
180	szybowa (po- dwójna)	160 ÷ 180	6 ÷ 20	

Charakterystyczne dane cegły stosowanej w budownictwie szybowym podano w tabl. 101.

Ciężar 1 m ³ cegieł wynosi, kg	1375 ÷ 1500
Ciężar 1 m ³ świeżego muru ceglanego z zaprawą, kg	1570 ÷ 1800
Ciężar 1 m ³ suchego muru ceglanego, kg	1400 ÷ 1450
Liczba cegieł w 1 m ³ suchego muru, szt.	około 400
Liczba cegieł w 1 m ³ muru na zapra- wie, szt.	350 ÷ 380
Na 1 m wysokości obudowy szybu wy- pada	13 rzędów

Charakterystkę cementów stosowanych w polskim budownictwie szy-
bowym podano w tabl. 102.

Tablica 102

Cechy techniczne cementów stosowanych w budownictwie szybowym

Nazwa cementu	Norma	Znak wzdłuż przez środek worka	Własności wytrzymałościowe normalnej zaprawy cementowej, kG/cm ²					
			na zginanie			na ściskanie		
			po dniach					
			3	7	28	3	7	28
Cement portlandzki 250	PN/B-30000	bez znaku	—	30	50	—	130	250
Cement portlandzki 350	PN/B-30001	pas fioletowy	—	40	60	—	225	350
Cement portlandzki 400	PN/B-30002	pas zielony	35	45	65	180	280	400
Cement hutniczy 250	PN/B-30005	pas czerwony	—	30	50	—	130	250

Cement dostarcza się w workach o ciężarze 50 kg. Przechowuje w pomieszczeniach zamkniętych na podłodze drewnianej w stosach wysokości 10 worków (na płasko). Istnieje tendencja do przewożenia cementu luzem i przechowywania go na budowach w zasobnikach blaszanych o pojemności 15 i 25 t.

Piasek do wykonywania obudowy szybowej stosuje się według normy PN-53/B-06711 najczęściej rzeczny, rzadziej kopany, kwarcowy o końcowej średnicy ziarn 0,05 mm w ilości maksimum 8% i 2 mm w ilości maksimum 40%.

Do robót szybowych stosuje się wyłącznie zaprawy cementowe (PN-B-14504). Czas, w ciągu którego należy zużytkować zaprawę, wynosi 2 godz. Zaprawę przygotowuje się na powierzchni w pobliżu szybu w szopie przyszybowej. Mieszanie wykonuje się mechanicznie w betoniarkach przeciwbieżnych o pojemności 500 l. Najczęściej stosuje się objętościowe dozowanie składników zaprawy, rzadziej ciężarowe.

Ciężary objętościowe niektórych materiałów budowlanych przedstawiają się następująco (tabl. 103).

Tablica 103

**Ciężary objętościowe materiałów budowlanych
używanych w budownictwie szybowym**

Rodzaj materiału	Ciężar objętościowy kg/m ³
Piasek luźno nasypany	1600
Źłuczeń	1100 ÷ 1800
Cement luźno nasypany	1200
Cement w worku	1600
Zaprawa cementowa	2100

Przybliżoną markę zapraw cementowych obliczyć można z wzoru

$$R_z = R_c \cdot \left(\frac{1}{n} - 0,05 \right) + 4 \quad (113)$$

gdzie

R_z — marka zaprawy,

R_c — wytrzymałość na ściskanie cementu według norm,

n — ilości objętościowe piasku na jedną część cementu.

Zużycie składników do zapraw cementowych podano w tabl. 104.

W budownictwie szybowym najczęściej stosowany stosunek objętościowy cementu do piasku wynosi 1 : 3. W szybach z większym dopływem wody (powyżej 300 l/min) stosuje się zaprawy o stosunku 1 : 2 z uwagi na wypłukiwanie cementu przez wypływającą wodę i zmniejszenie wytrzymałości zaprawy.

Przy szybkim postępie głębenia szybu, gdy zachodzi potrzeba podebrania urobku pod murem w kilka godzin po jego założeniu, stosuje się zaprawę cementową 1 : 2 na cemencie marki 250 lub zaprawę 1 : 3 na cemencie marki 350.

Z tych też względów stosuje się często środki przyspieszające wiązanie zaprawy. Do środków tych zalicza się chlorek wapnia, chlorek potasu, szkło wodne i inne patentowe preparaty.

Wielkości przyspieszenia wiązania zaprawy przy dodatku chlorku wapnia CaCl_2 podane są w tabl. 105.

Zwiększenie wytrzymałości zaprawy przy dodatku CaCl_2 do cementu portlandzkiego przy $\frac{w}{c} = 0,5$ podano w tabl. 106.

Tablica 104

Zużycie składników do zapraw cementowych

Skład objętościowy zaprawy cement: piasek	Ilość składników w 1 m ³ zaprawy			Niektóre marki zaprawy
	cement	piasek	woda	
	kg	m ³	l	
1:1	800	0,67	320	80 ¹⁾
1:1,5	625	0,78	300	80 ¹⁾
1:2	525	0,87	270	80 ¹⁾
1:3	400	1,00	230	80 ¹⁾
1:4	310	1,03	220	50 ¹⁾
				80 ²⁾
1:5	250	1,05	210	30 ¹⁾
				50 ²⁾

1) Na cemencie marki 250.

2) Na cemencie marki 350.

Grubość murów szybowych określa się najczęściej liczbą cegieł. Z uwagi na konieczność uzyskania dobrego przewiązania cegieł murów szybowych, jako obudowy ostatecznej, nie stosuje się cieńszych niż 1 1/2 cegły.

Tablica 105

Przyspieszenie wiązania zaprawy cementowej

Procentowy dodatek CaCl_2 do ciężaru cementu	0	1	2	3	4	5
Początek wiązania, godz	4	3	2,5	2	1,5	1
Koniec wiązania, godz	6	5	4	3,5	3	2

Tablica 106

Zwiększenie wytrzymałości zaprawy przez dodanie CaCl_2

Procentowy dodatek CaCl_2 do ciężaru cementu	Wytrzymałość, kg/cm^2			
	3 dni	%	28 dni	%
0	84,2	100	249,3	100
0,5	119,9	142	272,6	109
1,0	134,2	159	274,3	110
1,5	144,6	171	282,3	113

Zestawienie grubości murów szybowych w zależności od liczby cegieł podano w tabl. 107.

Wznoszenie obudowy murowanej powinno się odbywać zgodnie z normą PN/B-06060 oraz normą PN/G-06001.

Przy murowaniu stosuje się wiązanie krzyżowe albo kowadełkowe (rys. 167).

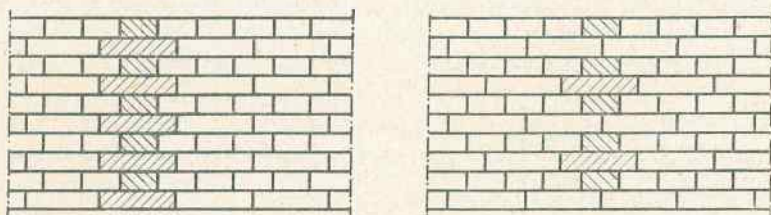
Wykonywanie obudowy przebiega następująco: Po zgłębieniu odcinka szybu ustalonego w projekcie technicznym, z ostatniej zabierki nie wybiera się odstrzelonego urobku całkowicie aż do calizny, lecz pozostawia

Tablica 107

Grubość murów w zależności od liczby cegieł

Wymiary cegły mm	Grubość obudowy					
	<i>liczona w ceglach</i>					
	$1\frac{1}{2}$	2	$2\frac{1}{2}$	3	$3\frac{1}{2}$	4
	<i>liczona w cm</i>					
$250 \times 120 \times 65$	38	51	64	77	90	103
$250 \times 120 \times 130$	38	51	64	77	90	103

wia się 0,5 do 1,0 m niewybranej skały. Następnie wyrównuje się pozostawiony urobek, a po ukończeniu tej czynności koło ociosów, gdzie ma być założona obudowa, wysypuje się piaskiem pierścień szerokości równej grubości obudowy. Na piasku tym układa się pierwszą warstwę cegły, przy czym dla utrzymania właściwego zarysu obudowy posługiwac się należy środkowym pionem i łata długości równej połowie śred-



b7

Rys. 167. Sposoby wiązania cegieł

a — wiązanie krzyżowe, b — wiązanie kowadełkowe

nicy szybu. Spoiny pomiędzy ceglami przesypuje się piaskiem bez zaprawy. Po wykonaniu tej czynności zakłada się drugą warstwę cegieł, przy czym cegły od wewnętrznej strony szybu wiąże się również piaskiem na sucho, tylne zaś od ociosu układa się na zaprawie. Podobnie postępuje się w dwóch następnych warstwach. U spodu murowanego odcinka powstaje więc pas obudowy szybowej wymurowany na sucho z piaskiem jako zaprawą, który następnie zostanie usunięty i stworzona będzie schodkowa powierzchnia zetknięcia się jednego odcinka obudowy z drugim (rys. 168). Ten sposób łączenia dwu odcinków obudowy zapewnia szczelniejsze ich połączenia, ponieważ powierzchnia wiązania starej obudowy z nową jest większa, wobec czego związanie jest mocniejsze niż przy zetknięciu równych murów. Poza tym woda przenikająca spoza obudowy ma w miejscu łączenia do przebycia po linii łamanej dłuższą drogę, przez co wpływ jej będzie utrudniony.

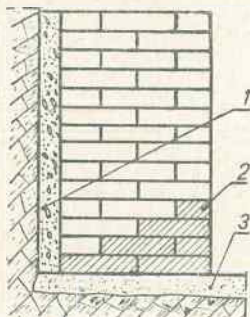
Układanie pierwszych (najniższych) 5 do 6 warstw cegieł kontroluje się pionem środkowym, łata i szablonami. Po wymurowaniu tego odcinka

pion środkowy podwiesza się, a z odcinka muru leżącego wyżej opuszcza się 6 do 8 pionów pomocniczych na cienkim drucie. Piony te służą do nawiązania jednego muru z drugim. Dla kontroli właściwej krzywizny obudowy służą szablony (odcinki koła o promieniu równym promieniowi światła szybu).

Mur powinien być tak związany z otaczającą skałą, aby poza nim nie było pustych przestrzeni. Jeżeli projekt budowy nie przewiduje murowania bezpośrednio na ocios, to przestrzeń między obudową a ociosem wy-

Rys. 168. Sposób łączenia jednego odcinka muru z drugim

- 1 — wyrównująca warstwa zaprawy,
2 — część obudowy wymurowana „na sucho” 3 — podsypka z piasku



pełnia się szczelnie betonem albo podsadza odłamkami cegieł i przelewa zaprawą cementową. Zamiast odłamków cegieł używa się również kruszywa o takiej wytrzymałości mechanicznej i cechach fizycznych, jakie posiada cegła użyta do obudowy.

Jedynie w przypadku murowania w ilarach pęczniących można poza obudową szybową pozostawiać puste przestrzenie, tzw. kieszenie, które po pewnym czasie wypełnią się napęczniałym ılem nie wywierając ciśnienia na obudowę.

Szczególną uwagę należy zwrócić na właściwe zalewanie spoin. Układanie cegieł powinno się odbywać ruchem bocznym, by spiętrzać zaprawę, a nie wprost z góry, gdyż wtedy nie ma możliwości wypełnienia spoin zaprawą. Na świeżo nałożoną warstwę cegieł zaprawę nakłada się łopatom, zaś pomiędzy spoiny rozprowadza się ją kielniami. Spoiny licowe wygląda się wprost rękami zabezpieczonymi rękawicami gumowymi. Dla ochrony rąk przed szkodliwym działaniem zaprawy pracujący powinni używać rękawic gumowych. Grubość spoin poziomych w murze szybowym powinna wynosić 12 do 15 mm, zaś spoin pionowych po wewnętrznej stronie 10 mm, zaś po zewnętrznej nie może przekraczać 20 mm.

Jakość dobrego murowania można stwierdzić wylewając na obudowę wiadro wody. Jeżeli murowanie było źle prowadzone, a poza obudowę pozostawiono pustki, to woda przecieknie w nie, w głąb obudowy. Jeżeli obudowa jest wykonywana szczelnie, woda spłynie po obudowie do szybu.

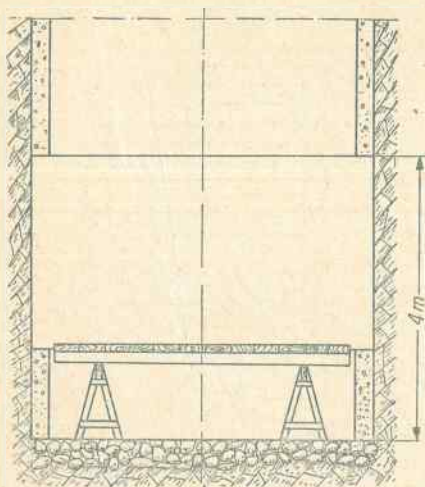
Obudowę murowaną wykonuje się bądź z pomostów przekładanych, bądź z pomostów wiszących.

Pomosty przekładane wykonuje się z bali grubości 50 do 75 mm, przy czym całkowity pomost składa się w zależności od przekroju szybu z 4 do 6 części. Poszczególne segmenty pomostu zaopatruje się w uchwyty dla ułatwienia transportu.

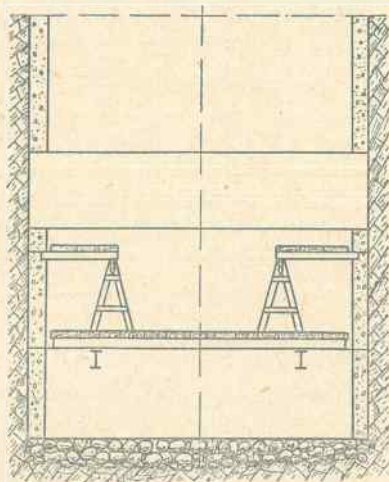
Pomost układa się na belkach zbrojenia szybowego, jeżeli zakłada się je równocześnie z murowaniem szybu (np. przy głębieniu szybu w ıłach i glinach bez prowadzenia robót strzałowych) lub na specjalnie zakładanych dźwigarach.

Jeżeli długość murowanej zabierki wynosi 3 do 4 m, pomost układa się na kozłach ustawianych na dnie szybu albo na pomoście pośrednim (rys. 169).

Ażeby załoga szybko mogła wznosić obudowę, na odcinku powyżej 1,20 m nad pomostem zabudowuje się pomost pomocniczy na tzw. półkozlach (rys. 170) przylegający do muru obudowy. Znajdują na nim po-



Rys. 169. Murowanie obudowy szypowej z pomostu na kozłach



Rys. 170. Murowanie obudowy z pomostu przekładnego oraz z pomostu na tzw. półkozlach

mieszkanie górniczy zatrudnieni bezpośrednio przy obudowie, skrzynie dla zaprawy i mały zapas cegieł, które ładowacze podają z głównego pomostu.

Przy murowaniu z pomostów przekładanych dłuższych odcinków od 3 m przepisy bezpieczeństwa nakazują stosowanie dwu pomostów, dolnego bezpieczeństwa i górnego roboczego.

Na pomoście roboczym układa się skrzynię żelazną pojemności 1 do 1,5 m³, do której wysypuje się z kubła zaprawę, a stąd łopatami podaje się bezpośrednio na mur lub do mniejszych skrzyń ustawionych na pomostach pomocniczych. Zaprawę dostarcza się na dno szybu suchą i tu rozcieńcza się wodą dostarczoną rurociągiem 50 mm z powierzchni lub też dostarcza się zaprawę w stanie plastycznym, a na dole dodaje się wody do żądanej konsystencji.

Cegłę dostarcza się na pomost najczęściej w kubłach urobkowych. Kubeł po dojściu na odległość 1,8 do 2,0 m od pomostu zostaje zatrzymany; następnie jeden z górników zahacza specjalnym hakiem umocowanym do łańcucha o pierścień przymocowany do dna kubła. Łańcuch albo linka, na którym wisi hak, połączony jest z kolei z belką zbrojenia lub ramą napinącą. Przez opuszczenie kubła następuje jego nachylenie i materiał wysypuje się. Uderzeniem kilofa w dno i boki kubła opróżnia się go z resztek materiału. W czasie przechylania kubła 2 do 3 ludzi kieruje kubeł w odpowiednie miejsce, zaś przodowy stoi przy sygnale, nadaje odpowiednie sygnały i uważa na bezpieczeństwo pracujących. Wysypywanie materiałów z kubła jest czynnością niebezpieczną. Nieumiejętne przytrzymywanie, kierowanie albo nieuwaga pracujących na dole mogą być przyczy-

na poważnych wypadków, gdyż kubeł wyprowadzony z równowagi, nie przytrzymany, przechodzi ruchem wahadłowym na drugą stronę i tam może uderzyć pracujących ludzi. Bardziej bezpieczne, aniżeli wysypywanie materiałów z kubłów urobkowych, jest wysypywanie materiałów wsadowych z kubłów materiałowych. Po sprowadzeniu kubła materiałowego na miejsce wyładunku odpina się zawlecзки, odchyła zawiasy i kubeł samoczynnie się przechyla. Jest to również moment niebezpieczny, gdyż wysypująca się cegła może uderzyć pracujących na dole. Górnik przodowy w chwili wysypywania powinien głosem ostrzec załogę, aby ta schroniła się na boki, pod ociosy.

Środki przyspieszające wiązanie zaprawy dodaje się do skrzyni w ustalonej ilości w miarę zużywania zaprawy. Przechowuje się je w małym kubelku pojemności 0,1 do 0,3 m³.

W czasie wznoszenia obudowy ważnym zagadnieniem jest ochrona świeżo wykonywanego muru przed spływającą wodą, która wypłukuje zaprawę ze spoin. W szybie z dopływem wody mur musi być chroniony od dołu przed wodą przytapiającą dno szybu, z góry przed wodą opadającą w postaci deszczu oraz z boku przed wodą wypływającą ze skał, z ociosów. Przed wodą zatapiającą szyb od dołu chroni się obudowę w ten sposób, że w urobku wybiera się małe rzapie, w które wkłada się pompę Pleiger lub kosz pompy wiszącej. Równocześnie pierwsze 5 do 10 warstw obudowy wznosi się na zaprawie 1 : 2. Przed wodą siapającą z góry chroni się wznoszony mur w ten sposób, iż w górnym odcinku muru zakłada się szablony drewniane w postaci rynny uszczelnione łem zmieszanym z cementem. Uchwycona woda spływa w dół do dwóch lub trzech miejsc w szybie. Przed wodą wypływającą z ociosów zabezpiecza się mur w ten sposób, iż w świeżo wznoszonym murze zabudowuje się rurki żelazne odwadniające średnicy 50, 80 lub 100 mm, przez które woda ścieka do szybu. Aby nie dopuścić do wypłukiwania zaprawy ze spoin przez spływającą wodę, spoiny te od wewnątrz szybu zaciąga się warstwą zaprawy z dodatkiem szkła wodnego lub też zaciąga się warstwą łu. Ogólnie biorąc już dopływ wody do szybu powyżej 200 l/min wpływa bardzo niekorzystnie na wygląd i jakość obudowy. Dlatego też konieczne jest chwytnie wody spływającej z góry za pomocą rynien okapowych, pomostów okapowych oraz stosowanie uzupełniającej cementacji obudowy. Również postęp robót i wydajność przy wykonywaniu obudowy maleje wraz ze wzrostem dopływu wody, gdyż załoga musi wykonywać cały szereg czynności zabezpieczających obudowę przed wypłukaniem zaprawy. Wznoszenie obudowy z pomostu wiszącego przebiega bardziej sprawnie, aniżeli z pomostów przekładanych. Pomost wiszący opiera się na ryglach opartych na górnej warstwie wznoszonej obudowy. Po wzniesieniu z pomostu wiszącego muru wysokości 1,20 do 1,50 m rygle wyjmuje się z gniazdek, pomost przemieszcza się wyżej, a niepotrzebne już gniazdko zamurowuje się.

W czasie wykonywania muru muszą być kontrolowane jego odchylenia od pionu. Dopuszczalne odchylenia są regulowane normą PN/G-06001. Stosownie do wskazań normy dopuszczalne odchylenie środka przekroju poprzecznego szybu w świetle obudowy od osi szybu na dowolnej jego głębokości oblicza się z wzoru

$$\delta = \sqrt{100 + 0,25 \cdot H} \text{ cm} \quad (114)$$

gdzie H oznacza odległość sprawdzanego przekroju od najwyżej położonego przekroju szybu, m.

Dopuszczalna odchyłka średnicy lub długości boku dowolnego przekroju poprzecznego szybu w świetle wynosi:

- a. ± 12 cm dla szybów o średnicy lub długości boku 4 m,
- b. $\pm 3\%$ średnicy lub długości boku dla szybów o średnicy lub długości boku powyżej 4 m.

Dopuszczalna różnica między największą i najmniejszą odległością obudowy od osi szybu mierzona w tej samej płaszczyźnie, przechodzącej przez oś szybu na dowolnym stumetrowym odcinku szybu, wynosi 11 cm.

Dopuszczalna odchyłka grubości muru, polegająca na miejscowym zmniejszeniu jego grubości, nie może przekraczać 20%, jeżeli w czasie wykonywania obudowy napotkano na bardzo zwężłe i twarde występy skalne, których usunięcie wymagałoby stosowania roboty strzelniczej, mogącej naruszyć caliznę.

4. Obudowa betonitowa

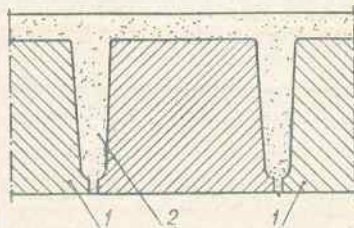
Obudowa betonitowa stanowi pewnego rodzaju udoskonalenie obudowy z cegły. Większa wytrzymałość betonitów aniżeli cegły normalnie używanej klasy 150, zezwala na zmniejszenie grubości obudowy w stosunku do obudowy z cegły tej klasy. Ilustruje to tablica 108.

Tablica 108

Porównanie wytrzymałości betonitów i cegły

Rodzaj obudowy	Wytrzymałość na ściskanie kG/cm ²	Dopuszczalne na- prężenia na ściskanie kG/cm ²
Cegła klasy 150 . .	150	16
Cegła półklinkier . .	250	24
Cegła klinkier . . .	350	27
Betonit marki 200 .	200	30

Większa objętość betonitów, wynosząca ponad 4-krotną objętość normalnej cegły, zezwala na szybsze wykonywanie obudowy, przy czym ilość spoin znacznie się zmniejsza. Betonity dają większą wodoszczelność,

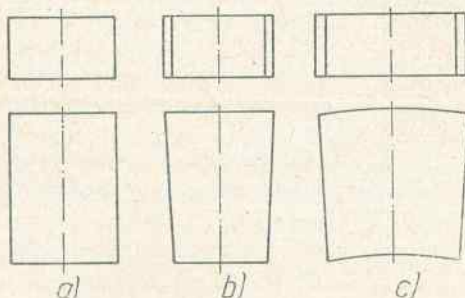


Rys. 171 (z lewej). Mur szybowy z betonitów „z wąsami”

1 — tzw. wąsy, 2 — zaprawa

Rys. 172 (z prawej). Rodzaje betonitów szybowych

a — prostokątny, b — klinowy, c — kształtkowy



Dane charakterystyczne betonitów stosowanych w polskim budownictwie szybowym

Wyszczególnienie	Typy betonitów										
	BSZ-1			BSZ-2			BSZ-3				
	dla średnic szybów, cm										
	300	350	375	400	450	500	550	600	670	720	
Ciśnienie w T/m ² przenoszone przez obudowę wykonaną z betonitów na zaprawie cementowej 1 : 3	23,2	19,5	18,2	23,3	21,9	18,9	17,3	20,4	18,4	17,2	
Wymiary betonitów, cm											
a		33,7			23,7			18,7			
b		37,7			26,7			20,7			
c		20,0			28,0			36,0			
h		14,0			14,0			14,0			
s		1,7			1,7			1,7			
r _{IV}		175			240			320			
Ciężar betonitów, kg		25			25			25			
Wymiary połówek podłużnych, cm											
a		16			11			8,5			
b		18			12,5			9,5			
c		20			28			36			
h		14			14			14			
s		1,7			1,7			1,7			
r _{IV}											
Ciężar połówek podłużnych, kg		12			11,6			11,3			

gdyż wykonuje się je metodą wibrowania. Jednakże warunkiem szczelności obudowy betonitowej jest należyte przewiązanie i wypełnienie spoin zaprawą. Z uwagi na większy ciężar pojedynczych betonitów (około 25 kg), obserwuje się tutaj zjawisko wyciskania zaprawy ze spoin. Z tych względów stosuje się nieco gęstszą zaprawę, aniżeli przy cegle. Musi ona jednak mieć dostateczną zawartość wody, aby należycie wiązać betonity.

W szybach zawodnionych obserwuje się przy obudowie betonitowej jeszcze większe wypłukiwanie zaprawy, aniżeli przy obudowie z cegły. Dla ochrony przed wypłukiwaniem zaprawy wykonuje się betonity z tzw. wąsami (rys. 171).

Do obudowy szybów stosować można betonity różnych kształtów (rys. 172). W polskim budownictwie szybowym stosuje się do obudowy szybów betonity klinowe. Charakterystyczne dane tych betonitów zestawiono w tablicy 109 oraz na rys. 173.

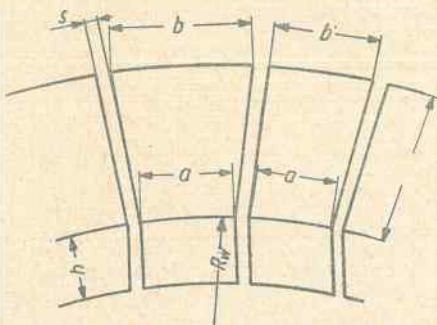
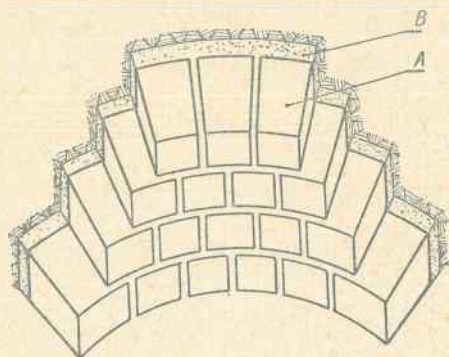
Używane również bywają połówki poprzeczne. Wymiary ich wynikają z podzielenia normalnego betonitu danego typu na pół ($\frac{c}{2}$)

Obudowę betonitową wykonuje się w podobny sposób, jak obudowę z cegieł.

Na wyrównanej odstrzelonej skale daje się podsypkę z piasku i układa pierwszą warstwę betonitów na sucho, stosując zamiast zaprawy piasek. Następnie układa się betonity przewijając je zaprawą w poszczególnych pierścieniach. W przypadku stosowania obudowy grubości dwóch lub trzech betonitów, betonitów w poszczególnych pierścieniach nie przewijuje się. Przewiązywanie stosuje się jedynie w przypadku wykonywania muru grubości 1,5 betonitu.

Mur powinien przylegać ściśle do ociosu. Pustki poza właściwą obudową wypełnia się zaprawą (rys. 173), jeżeli rozmiary ich nie są duże lub też zamurowuje się betonitami, lub odłamekami betonitów, jeżeli wielkość ich przekracza rozmiar betonitu. Podobnie jak obudowę z cegły mur z betonitów wznosi się bezpośrednio z dna szybu z pomostów przekładanych lub pomostu wiszącego.

W czasie murowania należy dokładnie zalewać zaprawą poszczególne betonity.



Rys. 173. Betonitowa obudowa szybów

A — betonity, B — wypełniająca warstwa zaprawy lub betonu

Przy wybieraniu urobku spod obudowy betonitowej należy zwracać uwagę na dokładne związanie między sobą poszczególnych betonitów szczególnie u spodu muru oraz na dostateczne stwardnienie zaprawy. W przypadku złego przewiązania betonitów, wymycia zaprawy, użycia zaprawy o niewłaściwym składzie, wykonania zaprawy ze zleżalego cementu lub zbyt wczesnego podejścia pod mur, tj. wybrania urobku spod muru przed dostatecznym związaniem zaprawy, może dojść do oberwania się poszczególnych betonitów lub też nawet całości muru. Do zalet obudowy z cegły i betonitowej należą:

- prostota w wykonywaniu, zbędność oszalowania;
- w przypadku obudowy z betonitów tempo wznoszenia jest większe, niż przy obudowie z cegły,
- obudowa może przejmować ciśnienie skał niemal zaraz po jej wykonaniu.

Do wad wymienionej obudowy należy zaliczyć:

- słabsze związanie obudowy z ociosem,
- duży ciężar betonitów przedstawia pewne utrudnienie w pracy,
- możliwość wypadania poszczególnych betonitów przy wybieraniu urobku pod murem.

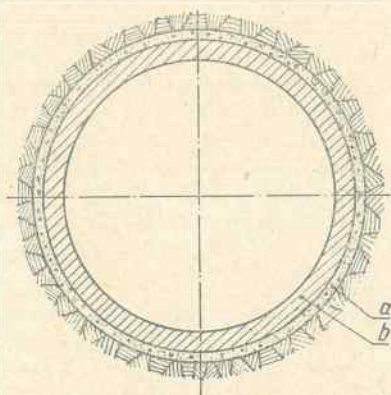
5. Obudowa betonitowo-betonowa

Obudowa betonitowo-betonowa polega na zastosowaniu betonitów jako wewnętrznej wykładziny, stanowiącej pewnego rodzaju obramowanie (szalowanie) dla wznoszonej obudowy betonowej (rys. 174). Obudowę tego rodzaju stosuje się w tym przypadku, gdy zachodzi potrzeba uzyskania większej wytrzymałości i wodoszczelności niż przy obudowie ceglanej lub betonowej.

W większości przypadków obudowę betonitową daje się grubości jednego betonitu, zaś obudowę betonową grubości 30 do 80 cm. Obudowę tego rodzaju wykonuje się w ten sposób, iż po wymurowaniu z betonitów pierścienia wysokości 50 do 75 cm przystępuje się do betonowania przestrzeni pomiędzy betonitami a ociosem. Beton narzuca się warstwami grubości 20 do 30 cm, przy czym zagęszczanie jego wykonuje się bądź przez ubijanie, bądź przez wibrowanie wibratorami pneumatycznymi pogrążalnymi.

Po zabetonowaniu odcinka półmetrowej wysokości podciąga się mur z betonitów i czynność betonowania powtarza się. Dla zwiększenia wodoszczelności obudowy betonowanie poszczególnych odcinków nie kończy

Rys. 174. Obudowa betonito-
wo-betonowa
a — beton, b — betonity



się na jednej wysokości z murem z betonitów, lecz pozostawia się 25 do 30 cm niezabetonowanej przestrzeni. Przez takie postępowanie stwarza się dłuższą drogę dla przenikania wody poprzez obudowę. Po wzniesieniu obudowy odcinka na wysokość około 2 m nakrywa się mur starymi workami po cementie i przystępuje do zdejmowania obudowy tymczasowej i obrywki obluzowanej skały. Zwykle zdejmuje się za jednym razem jeden lub dwa pierścienie obudowy tymczasowej. Oberwaną skałę wydaje się na powierzchnię. Po oczyszczeniu muru przystępuje się do dalszego wznoszenia obudowy.

Obudowę betonitową wykonuje się zazwyczaj, podobnie jak i obudowę ceglana, na zaprawie z cementu portlandzkiego o stosunku 1 : 3.

W celu uzyskania większej wytrzymałości w krótszym czasie, początkowe 1 do 2 m obudowy wykonuje się na zaprawie cementowej 1 : 2. Podobny stosunek zachowuje się przy wznoszeniu obudowy przy dopływie wody do szybu w ilości powyżej 300 do 500 l/min w zależności od średnicy szybu i charakteru wypływu.

W przypadku wód agresywnych stosuje się cementy podane w projekcie technologicznym na podstawie badań laboratoryjnych.

Dla przyspieszenia wiązania betonu bardzo często dodaje się chlorku wapnia w ilości 2 do 3% w stosunku do wagi cementu. Należy stwierdzić, że wykonywanie tego rodzaju obudowy daje należyte wyniki, jeżeli długość murowanego odcinka wynosi ponad 10 m. W tym przypadku beton ma dostateczny czas na należyte związanie. Wykonywanie tym sposobem obudowy krótkimi odcinkami do 10 m pociąga za sobą możliwość obsunięcia się obudowy przy niedostatecznym jej związaniu i równoczesnym wybraniu urobku spod obudowy.

Beton dla wykonywania obudowy przygotowuje się na powierzchni w betoniarkach przeciwbieżnych o pojemności zbiornika 500 l. Betoniarkę ustawia się na podwyższeniu w celu ułatwienia wyładowania betonu. Żwir do betoniarki podaje się, w ustalonej recepturą ilości, przenośnikiem taśmowym, podobnie jak i cement. Beton o konsystencji gęsto-plastycznej przeładowuje się z betoniarki do kubłów ustawionych na wózkach-platformach. Następnie kubel z betonem przeciąga się na klapę pomostu roboczego, skąd wyciągiem szybowym opuszcza się do szybu. Do opuszczania zaprawy i betonu stosuje się kubły urobkowe, rzadziej kubły materiałowe.

Beton wysypuje się z kubła na pomost skąd łopatami przerzuca się poza betonity.

Beton wykonuje się z cementu portlandzkiego lub specjalnego, najczęściej o stosunku cementu do piasku i do kruszywa jak 1 : 2 : 3. Dla uzyskania żądanej marki betonu stosuje się obecnie bardzo często recepturę określoną na podstawie składu ziarnowego kruszywa.

Zaletą tego rodzaju obudowy jest to, że:

- odpada konieczność stosowania pracochłonnego odeskowania,
- dzięki zastosowaniu betonu grubość obudowy może być mniejsza niż przy obudowie z cegły,
- przez zastosowanie warstwy betonu uzyskuje się dużą wodoszczelność obudowy.

Do wad obudowy betonitowo-betonowej należą:

- niejednorodność obudowy,
- konieczność operowania dwoma zasadniczymi rodzajami materiałów, tj. betonitem i betonem,
- konieczność głębinienia szybu długimi odcinkami.

6. Obudowa betonowa

Obudowa betonowa szybów, stosowana do niedawna dość rzadko, wchodzi obecnie coraz szerzej w użycie, w szczególności w praktyce zagranicznej. Zasadniczymi przyczynami, które skłaniają do coraz szerszego stosowania obudowy betonowej są:

- możliwość uzyskania wysokiej wytrzymałości jednostkowej na ściskanie, a przez to zmniejszenie grubości obudowy i średnicy wyłomu szybu,
- uzyskanie obudowy monolitycznej,
- większa wodoszczelność obudowy,
- możliwość szerokiej mechanizacji prac przy wznoszeniu obudowy zarówno na powierzchni, jak i na dole,
- większa swoboda w wykonywaniu pracy równoległej, tj. głębinienia szybu i wznoszenia obudowy,
- możliwość transportowania materiału do obudowy z powierzchni do szybu rurociągami.

Dzięki postępowi technologii betonów w budownictwie nadziemnym, jak i podziemnym obudowa betonowa szybów wypiera skuteczniej obudowy innego rodzaju, jak obudowy z cegły, betonitów, a nawet w niektórych przypadkach obudowę stalową, tubingową.

Z tych względów obudowa ta wymaga szerszego omówienia.

Beton jest to sztuczny kamień, uzyskiwany w wyniku stwardnienia mieszaniny złożonej ze spoiwa, wody i wypełniacza. Spośród tych składni-

ków uważa się za składniki aktywne cement i wodę, gdyż wchodzi w reakcje chemiczne, zaś za składnik obojętny kruszywo lub żwir i piasek.

Beton charakteryzuje „marka betonu” określana wytrzymałością na ściskanie znormalizowanych walcowych próbek betonu, pobranych z materiału obudowy i zbadanych po upływie 28 dni po sporządzeniu betonu.

Spośród marek betonu, mających zastosowanie przy wykonywaniu obudowy szybowej na uwagę zasługują marki: 600, 500, 400, 350, 300, 250, 200, 170, 160, 150. Niższe marki betonu 140, 110, 90, 70 i 50 wchodzi w rachubę bardzo rzadko, przy czym nie są one stosowane jako materiały konstrukcyjne, lecz jako wypełniające, np. koszulka betonowa za żelbetową obudową tubingową.

W zależności od konsystencji rozróżnia się betony wilgotne, gęsto-plastyczne, plastyczne, półciekle.

Przy różnych sposobach wykonywania obudowy stosuje się betony wszystkich wyżej wymienionych konsystencji. Beton wilgotny stosuje się przy wykonywaniu obudowy szybowej grubości od 30 cm wzwyż. Betony plastyczne stosuje się przy grubości obudowy poniżej 30 cm. Betony półciekle stosuje się w przypadku niemożności użycia betonów plastycznych, np. przy wypełnieniu przestrzeni poza tubingami. Wytrzymałość betonu zależy od marki cementu, jakości, czystości i odpowiedniego składu ziarnowego kruszywa, składu chemicznego wody, temperatury, wilgoci i pielęgnacji betonu w czasie jego wiązania i twardnienia, współczynnika wodocementowego, sposobu przygotowania zarobu, sposobu transportu, układania i zagęszczania betonu, ochrony przed szkodliwym działaniem mechanicznym i chemicznym wód szybowych.

Beton należy wyrabiać według normy PNB-55/B-06250. Cement portlandzki marki 250 stosuje się do betonów marki poniżej 200. Cement portlandzki 350 stosuje się do betonów o wyższej marce. Cement portlandzki 400 stosuje się w przypadku, gdy chodzi o uzyskanie wysokiej wytrzymałości w początkowym okresie twardnienia.

Do zarobienia betonu należy stosować wodę o własnościach odpowiadających wodzie pitnej. W szczególności należy unikać wód zakwaszonych (kwasy humusowe) oraz wód zawierających tłuszcze i oleje (wody zanieczyszczone ściekami fabrycznymi).

Piasek do betonu powinno się stosować ostrokanciasty, najlepiej płukany piasek kwarcowy. Piasek powinien być gruboziarnowy, jednakże o dostatecznej zawartości ziarn średnich i małych. Zawartość w nim gliny i pyłów nie powinna przekraczać 2%.

Kruszywo albo żwir powinny wykazywać uziarnienie od 5 do 80 mm. Wytrzymałość ziarn kruszywa lub żwiru powinna odpowiadać wytrzymałości betonu. Kruszywo ze skał osadowych stosuje się do betonów marki 300. Do wyższych marek stosuje się kruszywo ze skał wylewnych; najczęściej jest to kruszywo bazaltowe. Zawartość gliny i pyłów w kruszywie lub żwirze nie może przekraczać 2% w stosunku ciężarowym. Na wzrost wytrzymałości betonu w czasie twardnienia w normalnych warunkach wywiera zasadniczy wpływ aktywność cementu A oraz współczynnik wodocementowy. Aktywność cementu A zależna jest od marki cementu i jakości kruszywa. Współczynnikiem wodocementowym nazywa się stosunek ciężaru wody do ciężaru cementu w świeżo przygotowanej mieszance betonu, przy czym bierze się pod uwagę tylko wodę wolną, nie zaabsorbowaną wypełniaczami. Zwykle przyjmuje się, że współczynnik wodocementowy wynosi 0,5 do 0,7, w zależności od tego, jakiej konsystencji i jakiej marki beton pragnie się otrzymać.

Wytrzymałość betonu na ściskanie oblicza się orientacyjnie według wzoru

$$R_{\text{śc}} = A \left(\frac{c}{w} - 0,5 \right) \text{ kG/cm}^2 \quad (115)$$

gdz

$$1,2 \leq \frac{c}{w} \leq 2,8$$

We wzorze tym:

c — ilość cementu w 1 m³ betonu, kg,

w — ilość wody w 1 m³ betonu, l,

A — współczynnik zależny od marki cementu i jakości kruszywa.

Wartości współczynnika A w powyższym wzorze podane są w tablicy 110.

Minimalna zawartość cementu w 1 m³ betonu w kg w zależności od rodzaju konstrukcji i sposobu zagęszczania podana jest w tablicy 111.

Tablica 110

Wartość współczynnika A

	Marka cementu		
	250	350	400
Wartość współczynnika A przy użyciu żwiru	130	160	180
Wartość współczynnika A przy użyciu kruszywa łamanego	140	180	200

Tablica 111

Minimalna zawartość cementu w 1 m³ betonu

Rodzaj konstrukcji	Sposób zagęszczenia	
	mechaniczny kg	ręczny kg
Wyroby i konstrukcje nie narażone na wpływy atmosferyczne	200	220
Wyroby i konstrukcje narażone na wpływy atmosferyczne	250	270
Wyroby i konstrukcje narażone na stały dostęp wody oraz działanie mrozu i wody łącznie	270	300

Tablica 112

Podział kruszywa na frakcje

Frakcja kruszywa mm	Procentowa zawartość kruszywa według rodzajów			Frakcja kruszywa mm	Procentowa zawartość kruszywa według rodzajów		
	I	II	III		I	II	III
0 ÷ 0,125	3	4	5	2 ÷ 4	2	5	10
0,125 ÷ 0,250	3	4	5	4 ÷ 10	7	10	15
0,250 ÷ 0,500	10	12	15	10 ÷ 20	15	20	36 ÷ 60
0,500 ÷ 1,000	9	10	10	20 ÷ 40	20	30 ÷ 65	—
1 ÷ 2	5 ÷ 30	5 ÷ 35	5 ÷ 40	40 ÷ 80	25 ÷ 70	—	—

Podział kruszywa na frakcje według Tymczasowych norm zużycia podstawowych materiałów budowlanych podano w tablicy 112.

Zastosowanie kruszywa: rodzaj I — do maszywów betonowych lub o bardzo małym procencie zbrojenia (najmniejszy wymiar przekroju poprzecznego elementu — 80 cm, odległość między wkładkami większa niż 10 cm). Rodzaj II — do elementów o wymiarze przekroju większym niż 20 cm i odległości między wkładkami większej niż 4 cm. Rodzaj III — do elementów o małych przekrojach i gęstym zbrojeniu.

Zawartość składników w 10 m³ masy betonowej podana jest w tablicy 113.

Nasiąkliwość wagowa betonów odkrytych (nieotynkowanych) narażonych na działanie wpływów atmosferycznych i wody nie powinna być większa niż 7%.

Beton nie powinien ulegać korozji wskutek agresywnego działania wód. Rodzaj stosowanego betonu powinien być określony na podstawie wyżej podanych wytycznych.

Przepisy przygotowania betonów w budownictwie nadziemnym mogą mieć zastosowanie do warunków szybowych. Należy jednak stwierdzić, że warunki te odbiegają niekiedy znacznie od warunków, z jakimi spotykamy się w budownictwie nadziemnym. W szczególności trzeba brać pod uwagę, że warunki oświetlenia, szczupłość miejsca, niekiedy silne zraszanie wykonywanych betonów wodą wypływającą z ociosów szybowych, utrudnienia przy transporcie betonu i inne. Okoliczności te wpływają ujemnie na wykonywanie betonów. Stąd też podane w poprzednich tablicach dane ustalane dla normalnych warunków należy traktować w stosunku do robót szybowych jako orientacyjne. Należy się przy tym kierować zasadą, że im gorsze warunki będą panować w szybie, tym bardziej dane przytoczone w tablicach będą odbiegać od tych, które należy zastosować w szybie. Tak więc przy dużym dopływie wody do szybu należy użyć dla uzyskania tej samej marki betonu więcej cementu, aniżeli podano w tablicach.

Dotychczasowy brak dostatecznych badań w warunkach szybowych nie zezwala na podanie danych odnoszących się wyłącznie do robót szybowych.

Wykonawstwo obudowy betonowej.

Zakładanie obudowy betonowej można prowadzić:

— z dołu do góry z zastosowaniem drewnianego lub metalowego deskowania,

— z góry w dół z zastosowaniem przenośnego odeskowania.

Przy pierwszym sposobie szyb głębi się odcinkami długości 20 do 60 m zależnie od wytrzymałości skały i przyjętej technologii wykonania, stosując obudowę tymczasową. W celu ułatwienia urabiania i wybierania urobku z nowej zabierki obudowę betonową zakłada się na warstwie grubości 1 do 1,5 m odstrzelonego urobku.

Przy zakładaniu obudowy betonowej z góry w dół z zastosowaniem przenośnego odeskowania obudowę prowadzi się w ślad za wybieraniem urobku. Przy tym sposobie wymagana jest duża początkowa wytrzymałość betonu, co się uzyskuje głównie przez stosowanie dodatków przyspieszających wiązanie betonu.

Dla wykonania obudowy betonowej konieczne jest zabudowanie w szybie odeskowania.

Właściwie zastosowane odeskowanie jest jednym z ważnych czynników, mających istotny wpływ na tempo budowy szybu.

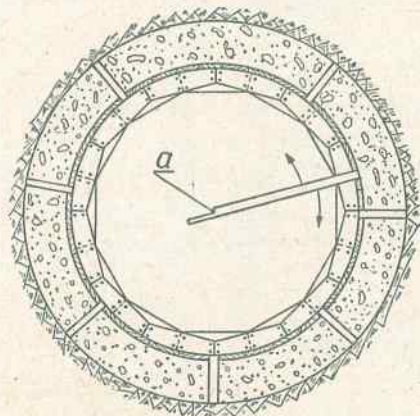
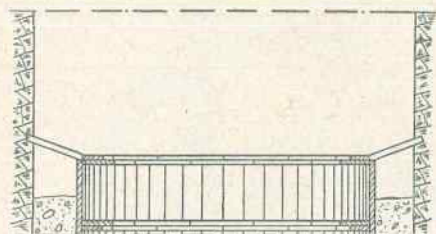
Zawartość składników w 10 m³ masy betonowej według rodzajów I, II i III kruszywa

Składniki	Cement 250 i kruszywo rodzaju			Cement 350 i kruszywo rodzaju			Marka betonu
	I	II	III	I	II	III	
Cement, kg ..	1470	1650	1890	1210	1360	1570	140
Piasek, t	6,84	7,81	8,68	6,95	7,95	8,86	
Żwir, t	15,63	14,51	13,04	16,20	14,78	13,30	
Kruszywo, t . . .	22,80	22,32	21,71	23,15	22,73	22,16	
Woda, l	930	1040	1200	880	1000	1140	
Cement, kg ..	1810	2020	2310	1450	1630	1860	170
Piasek, t	6,70	7,64	8,46	6,84	7,83	8,70	
Żwir, t	15,36	14,18	12,70	15,99	14,53	13,07	
Kruszywo, t . . .	22,33	21,82	21,16	22,53	22,36	21,77	
Woda, l	1000	1120	1280	930	1050	1190	
Cement, kg ..	2180	2440	2770	1710	1920	2190	200
Piasek, t	6,55	7,43	8,23	6,73	7,68	8,53	
Żwir, t	15,29	13,82	12,33	15,72	14,28	12,80	
Kruszywo, t . . .	21,84	21,25	20,56	22,45	21,96	21,93	
Woda, l	1090	1220	1380	980	1100	1250	
Cement, kg ..	2090	2390	2660	1680	1330	2160	140
Piasek, t	6,36	7,16	7,92	6,55	7,40	8,20	
Żwir, t	14,86	13,30	11,87	15,28	13,75	12,32	
Kruszywo, t . . .	21,22	20,46	19,79	21,83	21,15	20,52	
Woda, l	1320	1510	1690	1230	1410	1580	
Cement, kg ..	2600	3000	3300	2070	2350	2630	170
Piasek, t	6,10	6,84	7,50	6,37	7,17	7,92	
Żwir, t	14,24	12,70	11,26	14,82	13,33	11,88	
Kruszywo, t . . .	20,34	19,54	18,76	21,23	20,49	19,80	
Woda, l	1470	1660	1840	1330	1510	1680	
Cement, kg ..	3340	3760	4150	2490	2830	3160	200
Piasek, t	5,80	6,45	7,02	6,17	7,92	7,60	
Żwir, t	13,52	11,96	10,52	14,40	12,85	11,42	
Kruszywo, t . . .	19,32	18,41	17,54	20,57	19,77	19,02	
Woda, l	1670	1880	2040	1430	1620	1800	
Cement, kg ..	2530	2810	3160	2030	2270	2560	140
Piasek, t	6,03	6,78	7,39	6,27	7,07	7,80	
Żwir, t	14,06	12,58	11,07	14,62	13,14	11,71	
Kruszywo, t . . .	20,09	19,36	18,47	20,89	20,21	19,51	
Woda, l	1610	1790	2010	1480	1650	1870	
Cement, kg ..	3240	3590	3090	2490	2770	3120	170
Piasek, t	5,68	6,35	6,87	14,08	6,79	7,41	
Żwir, t	13,26	11,80	10,31	14,08	2,61	11,12	
Kruszywo, t . . .	18,94	18,15	17,18	20,12	19,40	18,53	
Woda, l	1800	1980	2210	1600	1780	2000	
Cement, kg ..	4150	4550	—	3050	3380	3770	200
Piasek, t	5,27	5,84	—	5,79	6,48	7,03	
Żwir, t	12,29	10,85	—	13,51	12,03	10,55	
Kruszywo, t . . .	17,56	16,69	—	19,30	18,51	17,58	
Woda, l	2030	2230	—	1750	1930	2150	
Cement, kg ..	2920	3280	3620	2300	2610	2890	140
Piasek, t	5,74	6,33	6,94	6,04	6,74	7,38	
Żwir, t	13,40	11,87	10,40	14,08	12,51	11,08	
Kruszywo, t . . .	19,14	18,20	17,34	20,12	19,25	18,46	
Woda, l	1850	2080	2280	1680	1900	2100	
Cement, kg ..	3780	4220	4600	2850	3220	3550	170
Piasek, t	5,33	5,85	6,33	5,77	6,40	6,98	
Żwir, t	12,33	10,88	9,49	13,47	11,89	10,47	
Kruszywo, t . . .	17,70	16,76	15,82	19,24	18,29	17,45	
Woda, l	2080	2320	2540	1820	2060	2270	

Odeskowanie powinno:

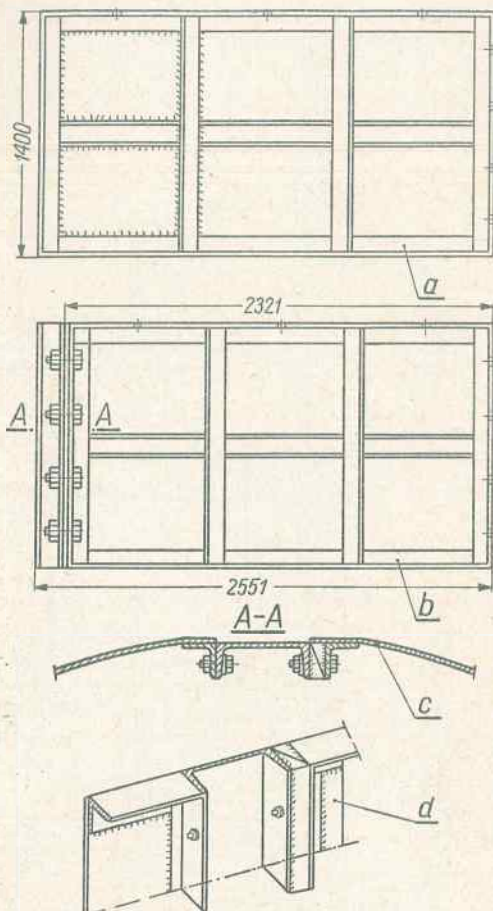
- być łatwe w montażu i demontażu,
- być dostatecznie wytrzymałe i lekkie,
- dawać się wielokrotnie używać,
- zapewniać pełne bezpieczeństwo pracy.

Odeskowanie wykonuje się z drewna lub z metalu. Konstrukcja drewnianego odeskowania składa się z szeregu drewnianych kolistych krążyn i właściwego pionowego odeskowania. Krążyny wykonuje się z desek



Rys. 175. Drewniane odeskowanie dla wykonywania betonowej obudowy szybu

a — pion



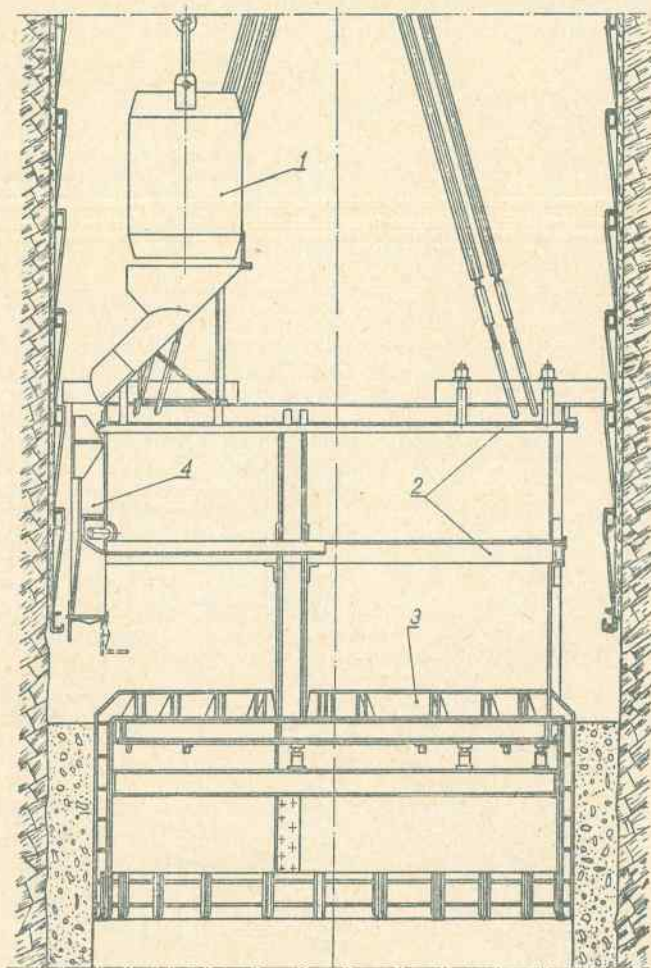
Rys. 176. Sposób łączenia elementów metalowego odeskowania dla betonowania szybu

a — segment normalny, *b* — segment zamykający, *c*, *d* — szczegóły zamknięcia odeskowania

grubości 25 do 36 mm. Pionowa część odeskowania składa się z desek grubości 25 do 36 mm przybitych gwoździami do krążyn. Wysokość jednego odcinka odeskowania wynosi 1 do 1,5 m. Układanie odeskowania w szybie przy każdorazowym zakładaniu nowego odcinka powinno się odbywać przy użyciu centralnego pionu, łaty i poziomnicy.

Z uwagi na dużą pracochłonność wykonania odeskowanie drewniane używa się obecnie rzadko, przeważnie dla wykonania obudowy betonowej niewielkiego odcinka szybu. Drewniane odeskowanie przedstawia rys. 175.

Odeskowanie metalowe stosuje się w tym przypadku, gdy długość odcinka szybu wykonywanego w obudowie betonowej przekracza 100 m. Odeskowania tego typu mają przewagę nad poprzednimi dzięki dużej wytrzymałości, lekkości, łatwości montażu oraz demontażu i możliwości wielokrotnego użycia.



Rys. 177. Dwupiętrowy pomost z odeskowaniem dla betonowania szybu

1 — kubel do transportu betonu, 2 — dwupiętrowy pomost, 3 — metalowe odeskowanie, 4 — urządzenie pomocnicze dla układania betonu

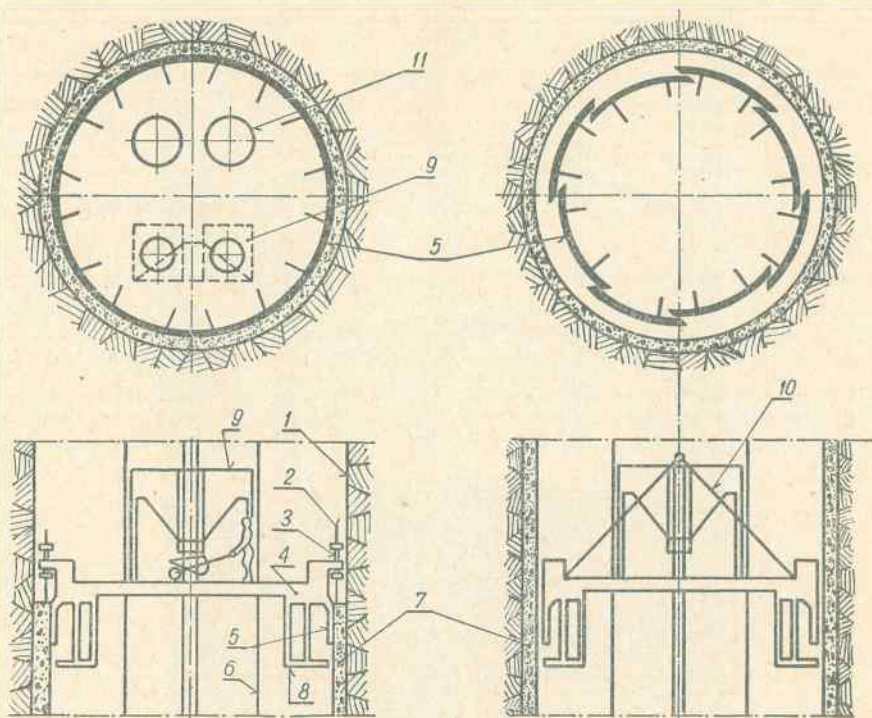
Konstrukcyjne rozwiązania odeskowania połączone są ze sposobami, jakimi dany szyb ma być betonowany.

W większości przypadków odeskowania te wykonuje się z kątowników i pokrywa blachą grubości 3 do 4 mm. W zależności od średnicy szybu odeskowanie składa się z 6 do 8 części (segmentów). Od wewnętrznej strony poszczególne części zaopatruje się w uchwyty ułatwiające montaż i demontaż oraz w specjalne zamki łączące poszczególne segmenty między sobą. Pierścienie odeskowań łączy się ze sobą za pomocą sworzni lub śrub.

Na rys. 176 przedstawiono jedno z rozwiązań odeskowania stosowanego w ZSRR.

W celu osiągnięcia większych postępów głębienia szybów, co można uzyskać przy metodzie równoległej, zaszła konieczność opracowania odeskowań dających się zastosować przy tym sposobie głębienia. Zarówno w ZSRR, jak i krajach zachodnich istnieje cały szereg rozwiązań urządzeń tego rodzaju. Zasadniczą cechą tych rozwiązań jest zazwyczaj połączenie odeskowania z konstrukcją pomostu wiszącego. Pomosty wykonuje się zwykle dwupiętrowe. Przykład jednego z rozwiązań podano na rys. 177.

W Polsce, aczkolwiek obudowa betonowa nie znalazła jeszcze szerokiego rozpowszechnienia, to jednak wypróbowano już urządzenie do ciągłego wznoszenia obudowy betonowej szybu z przesuwным ślizgowym odeskowaniem.



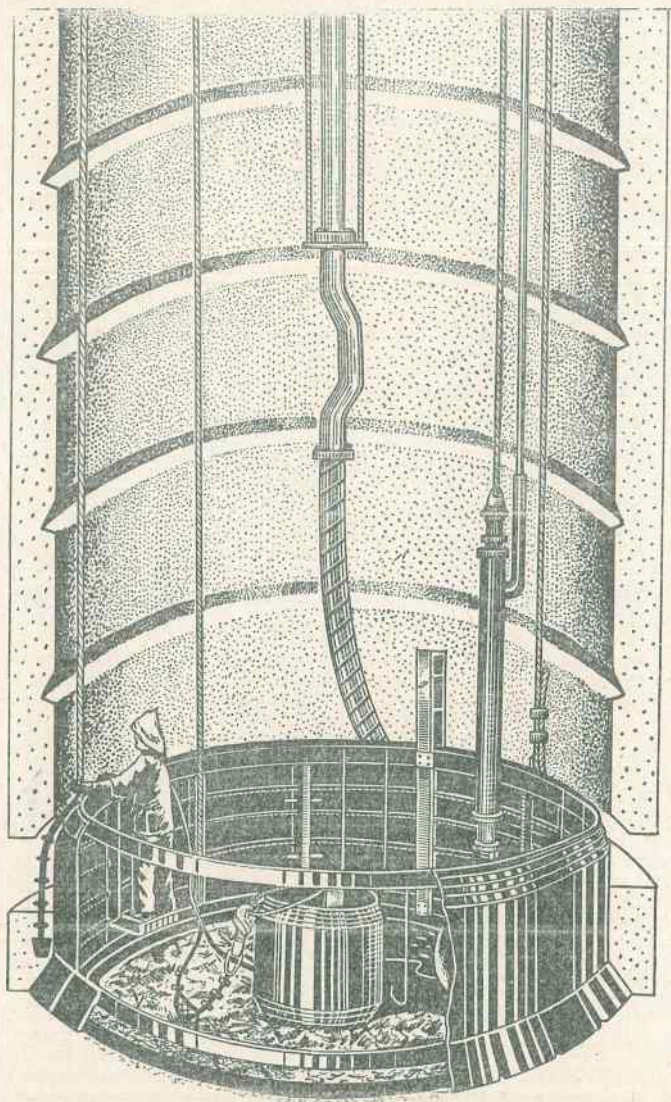
Rys. 178. Urządzenie pomysłu Kursy i Miksy dla ślizgowego betonowania szybu

1 — górotwór, 2 — stalowy pręt prowadniczy, 3 — podnośnik śrubowy, 4 — pomost roboczy, 5 — elementy odeskowania, 6 — liny prowadnicze, 7 — obudowa betonowa, 8 — pomost dolny (montażowy), 9 — zbiornik na beton, 10 — zawieszanie do opuszczania urządzenia, 11 — kubły urobkowe

Zasada działania tego urządzenia pomysłu Kursy i Miksy (rys. 178) polegała na systematycznym przesuwaniu za pomocą śrubowych podnośników pomostu wiszącego wraz z odeskowaniem ku górze. Uzyskane wyniki prób oceniono pozytywnie, jednakże z uwagi na konieczność stosowania metody równoległej, wymagającej mocnych skał, urządzenie to nie znalazło jeszcze szerokiego zastosowania przy głębieniu szybów metodą zwykłą.

Pozostawianie w obudowie tymczasowej długich odcinków przy słabej skale nie jest wskazane; skłoniło to konstruktorów do rozwiązania odes-

kowania dla betonowania szybów krótkimi zabierkami z dołu do góry. Urządzenia takie zastosowano z powodzeniem w ZSRR. Urządzenie składa się ze szkieletu wykonanego z żelaza ceowego, do którego przytwierdzone są na specjalnych zawiasach elementy odeskowania (rys. 179). Urządzenie



Rys. 179. Przesuwne urządzenie dla betonowania szybu krótkimi zabierkami

zawiasowe ma za zadanie odciągnięcie blach odeskowania od betonu po jego związaniu. Blachy odeskowania wykonane są z dwunastu segmentów połączonych pomiędzy sobą specjalnymi zamkami. Grubość blach 8 mm. Przy zastosowaniu odeskowania tego typu betonuje się odcinki długości $1,6 \div 3$ m, podając beton z góry dołu. W celu umożliwienia zalania betonu na łączeniach dwóch odcinków, dolna część blach odeskowania kończy się klinem skierowanym ku ociosowi. Odeskowanie to zawieszane

jest na trzech linach nawiniętych na kołowrotach umieszczonych na powierzchni. Ciężar całego odeskowania dla średnicy szybu 5,0 m w świetle wynosi 6 do 7 t.

Urządzenie tego rodzaju mechanizuje pracochłonne czynności zarówno na powierzchni, jak i w szybie. Dodatkowo efekty daje transport betonu rurociągiem, gdyż zapewnia wykorzystanie wyciągu do innych celów, przede wszystkim zaś do ciągnięcia urobku w czasie betonowania.

Stosowanie krótkich odcinków betonowania szybu wymaga specjalnego rodzaju betonu w celu zapewnienia szybkiego wiązania i uzyskiwania dużej wytrzymałości w krótkim czasie.

Skład betonu używanego do tego celu w ZSRR przedstawia się następująco:

cement 450	1,0 część
piasek	1,4 część
żwir	2,6 część
CaCl ₂	2% w stosunku ciężarowym do cementu
gips	7% w stosunku ciężarowym do cementu

Beton w tej recepturze uzyskuje wytrzymałość:

po 2 godzinach, kG/cm ²	37
po 4 godzinach, kG/cm ²	86
po 6 godzinach, kG/cm ²	110

W czasie robót strzelniczych urządzenie to pozostaje na dole ochraniając świeżo wzniesioną obudowę. Mimo że odeskowanie znajduje się w bezpośredniej bliskości dna przodku nie zostaje ono uszkodzone w czasie strzelania, gdyż wyrzucone wybuchem kawałki skały są przenoszone ponad odeskowanie. Wstrząs powodowany strzelaniem jest raczej zjawiskiem sprzyjającym, gdyż odeskowanie przywarte do obudowy rozluźnia się.

Rys. 180. Uszczelnienie obudowy betonowej wykładziną blaszaną

a — beton, b — wykładzina blaszana, c — wypełniający roztwór cementowy



Ażeby zabezpieczyć całkowicie odeskowanie przed wiązaniem z betonem, zewnętrzną stronę odeskowania powleka się specjalną mieszaniną oleju, smaru i wody w stosunku 1 : 1, 4 : 0,4.

Do tego celu również bardzo dobrze nadaje się zużyty olej z silników spalinowych, gdyż zawdzięczając znajdującym się w nim rozpylonym cząstkom skoksowanych bituminów (nagar) blachy odeskowania powleczone tego rodzaju olejem nie przywierają do betonu.

W czasie wykonywania obudowy betonowej należy zwracać baczną uwagę na ochronę świeżo założonej obudowy przed rozmyciem przez wypływającą wodę.

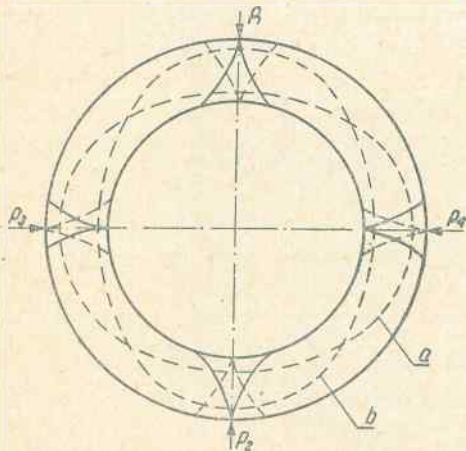
Istnieje szereg sposobów zabezpieczenia obudowy przed wypływającą wodą:

- Zakładanie w miejscach wypływu wody rurek żelaznych, przez które w czasie wykonywania i wiązania obudowy wypływa woda. Wypływ wody jest następnie likwidowany przez wstrzyskiwanie roztworu cementowego za obudowę.
- Zabudowywanie pomostów i rynien okapowych zabezpieczających przodek szybu przed spływaniem wody po obudowie.
- Zakładanie pomiędzy ociosem a obudową wykładziny z blachy grubości 2 do 3 mm w postaci pierścieni, składających się z segmentów łączonych na śruby (rys. 180). Po wykonaniu obudowy przestrzeń pomiędzy ociosem a wykładziną blaszaną zacementowuje się wtłaczając roztwór cementowy.

Do wad obudowy betonowej należy zaliczyć: podatność na działanie wód agresywnych, trudności przy rekonstrukcji obudowy i pękanie poszczególnych odcinków obudowy w miejscach łączenia. Wymienione wady dają się jednak usunąć przez zastosowanie odpowiednich gatunków cementu lub przez odpowiednią technologię wykonania.

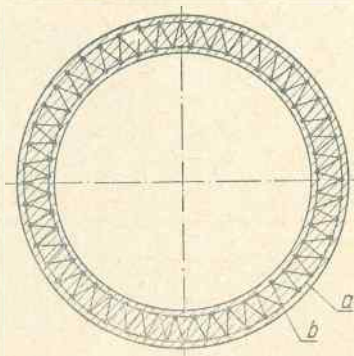
7. Obudowa żelbetowa

Wzmocnienie obudowy betonowej zbrojeniem daje w wyniku żelbetową obudowę szybu. Obudowa żelbetowa nadaje się specjalnie wtedy, gdy ciśnienia zewnętrzne na obudowę nie są równomiernie rozłożone, np. w strefach zaburzeń, uskoków itp. Ilustruje to najlepiej rys. 181. W przy-



Rys. 181. Wzmocnienie obudowy betonowej wkładkami stalowymi przy działaniu sił skupionych

P_1, P_2, P_3, P_4 — kierunki działania sił skupionych, a, b — wkładki stalowe



Rys. 182. Układ wkładek stalowych w żelbetowej obudowie szybu

a — wkładki poprzeczne, b — wkładki podłużne

padku działania sił jednostronnych P_1, P_2 następują w miejscu działania sił pęknięcia i rozwarcie szczeliny po wewnętrznej stronie szybu, w osi szybu zaś na kierunku prostopadłym do działania sił P_1, P_2 powstają pęknięcia i rozwarcie szczelin po stronie zewnętrznej. W tym konkretnym przypadku działania sił skupionych wkładka zbrojeniowa w strefie rozcią-

gania obudowy powinna mieć w kołowym przekroju szybu kształt elipsy. Przyjmując kierunek działania sił P_3 , P_4 , prostopadły do kierunku działania sił P_1 , P_2 , otrzymuje się wkładki zbrojeniowe w formie elipsy o wzajemnym prostopadłym układzie osi. Ponieważ kierunek działania sił skupionych w naruszonej górotworze zwykle nie jest znany, a poza tym jest on zmienny, układ wkładek zbrojeniowych w kształcie elipsy zastępuje się dwoma wkładkami o przekroju kołowym, z których jedna znajduje się w masie betonu obudowy po stronie zewnętrznej, a druga po stronie wewnętrznej (rys. 182).

Dla bardziej równomiernego rozkładu obciążeń poszczególne pierścienie zbrojenia łączy się wkładkami pionowymi. Grubość wkładek poziomych wynosi 16 do 25 mm, pionowych 10 do 20 mm. Oprócz zbrojenia poprzecznego w kształcie kołowym może być również stosowane zbrojenie poprzeczne w kształcie spirali. Odstęp między wkładkami zbrojenia wynosi 0,2 do 0,5 m, najczęściej 0,30 m.

Obudowę żelbetową wykonuje się, podobnie jak obudowę betonową, stosując rozbiieralne odeskowania, najczęściej stalowe. Betonowanie wykonuje się odcinkami 0,5 do 1,0 m. Stosuje się najczęściej wibrowanie betonu.

Jak już wspomniano, obudowa żelbetowa nie znajduje obecnie w budowie szybów szerokiego zastosowania. Jako przyczyny należy wymienić: trudności wykonywania tego rodzaju obudowy oraz częstą korozję stalowych wkładek w betonie na skutek aktywności wód. Tworzenie się związków żelaza, a w szczególności wodorotlenków, powiększających swoją objętość, wpływa destruktywnie na całość obudowy. Następuje bowiem wykruszanie się betonu w miejscach wkładek zbrojeniowych i w następstwie tego całkowite niszczenie obudowy.

W obudowie żelbetowej wykonuje się niekiedy ostateczne głowice szybów, odcinki szybów w miejscu przebiccia z wlotami oraz odcinki szybu w strefach wzmożonych ciśnień, np. partie uskokowe.

8. Korozja obudowy wykonywanej z betonów

Przy obudowie betonitowej i betonowej zarysowuje się ostro problem odporności betonu na działania wód agresywnych. Wobec istniejących tendencji do wykonywania obudowy betonitowej oraz betonowej, problem ten jest szczególnie ważny i wymaga szerszego omówienia.

Rozróżnia się różnego rodzaju agresywne działania wód na beton zwane też korozją betonu. Podział rodzajów korozji betonu przeprowadza się w zależności od przyczyn powodujących jego niszczenie. Rozróżnia się więc:

1. korozję ługującą, wywołaną przez fizyczne rozpuszczanie wapna i wydzielanie go z betonu,
2. korozję ogólnokwasową, wywołaną działaniem na beton dowolnych kwasów (przy podwyższonym stężeniu jonów wodoru i odpowiednim zmniejszeniu pH),
3. korozję kwasowo-węglową, spowodowaną działaniem na beton dwutlenku węgla, posiadającą cechy specyficzne,
4. korozję siarczanową, która dzieli się na:
 - korozję siarczanowo-glinową, wywołaną działaniem na beton anionów siarczanowych SO_4^{2-} przy ich stężeniu poniżej 1000 mg/l,

- korozję siarczanowo-glinowo-gipsową, powstającą pod działaniem anionów SO_4^{2-} lecz przy stężeniach powyżej 1000 mg/l,
- korozję siarczanowo-gipsową, która zachodzi w betonie pod działaniem wody z dużą zawartością siarczanów sodu Na_2SO_4 lub potasu K_2SO_4 ,
- 5. korozję magnezową, która dzieli się na:
 - korozję magnezową właściwą, wywołaną działaniem magnezu Mg^{2+} bez obecności w wodzie anionu SO_4^{2-} ,
 - korozję magnezową lub siarczanowo-magnezową zachodzącą w betonie przy równoczesnym działaniu nań jonów Mg^{2+} i SO_4^{2-} .

W Polsce agresywność wód określona jest w normie PN-54/MBPrzem. ITB-04256 — Projekt, opartej na normie radzieckiej GOST-4736-49, zmienionej w roku 1957 na normę N-114-54, „Beton hydrotechniczny. Cechy i normy agresywności, jako środowisko dla betonu”.

Przytoczone normy stosuje się dla określenia agresywności wody w stosunku do betonów o normalnej szczelności i średnich markach wytrzymałościowych (tj. marki 110 do 170) sporządzonych na cemencie portlandz-kim.

Za beton o normalnej szczelności uważa się taki, który wykazuje prze-siękliwość dla wody przy ciśnieniu nie większym jak 4 kg/cm².

Normy ługującej agresywności wody. Wodę uważa się za agresywną, jeżeli posiada twardość węglanową (°N) mniejszą od wartości podanych w tablicy 114.

Tablica 114

Wartość twardości węglanowej °N dla oznaczenia ługującej agresywności wód

Otoczenie betonu (warunki opłukiwania betonu wodą)	Współczynnik przepuszczalno- ści gruntu, K m/dobę	Najmniejszy wymiar poprzeczny konstrukcji m	Twardość węglanowa	
			konstrukcje pod naporem wody	
			cementy port- landzkie	cement hutniczy żużlowo- -gipsowy
Odkryte zbiorniki wodne, żwiry, gru- be piaski	$K > 10$	$< 0,5$ $0,5 \div 2,5$ $> 2,5$	5,6 3,4 2,0	2,0 1,1 nie normuje się
Piaski drobne, pias- ki z domieszką gli- ny	$0,1 \leq K \leq 10$	$< 0,5$ $0,5 \div 2,5$ $> 2,5$	2,8 1,7 nie normuje się	1,1 nie normuje się —
Lessy, gliny, pia- szczyste, gliny, ily	$K < 0,1$	$< 0,5$ $0,5 \div 2,5$ $> 2,5$	— —	— —

Normy ogólnokwasowej agresywności wody. Wodę uważa się za agre-sywną, jeżeli odczyn pH ma wielkość mniejszą od wartości podanych w tablicy 115.

Normy kwasowo-węglowej agresywności wody. Wodę uważa się za agresywną, jeżeli zawartość w niej wolnego CO_2 w mg/l, otrzymanego drogą analityczną, przewyższa wielkości wyprowadzone z wzoru

$$a (\text{Ca}^{2+}) + b + k \quad (116)$$

gdzie a i b — współczynniki przyjęte z tablicy 116, zaś k współczynnik według tablicy 117.

Normy siarczanowej agresywności wody (dla cementów portlandzkich).
Wodę uważa się za agresywną, jeżeli zawartość w niej jonów SO_4^{2-}

Tablica 115

Wartość pH dla oznaczenia ogólnokwasowej agresywności wód

Otoczenie betonu (warunki opłukiwania betonu wodą)	Współczynnik przepuszczalno- ści gruntu K m/dobę	Najmniejszy wymiar popie- czny konstruk- cji m	Kwasowość wód	
			konstrukcje pod naporem wody	
			cementy port- landzkie	cement hutniczy żużlowo-gip- sowy
Odkryte zbiorniki wodne, żwiry z piaskiem, grube piaski	$K > 10$	$< 0,5$ $0,5 \div 2,5$ $> 2,5$	7,0 6,5 6,9	7,0 6,7 6,2
Piaski drobne, pia- ski z domieszką	$1,0 \leq K \leq 10$	$< 0,5$ $0,5 \div 2,5$ $> 2,5$	6,4 5,7 2,2	6,6 6,0 5,5
Lessy, gliny pia- szczyste, gliny, ily	$K < 0,1$	$< 0,5$ $0,5 \div 2,5$ $> 2,5$	5,2 nie normuje się —	5,5 — —

Tablica 116

Wartość współczynników a i b

Twardość węglanowa w stopniach niemieckich	Łączna zawartość jonów $\text{Cl}^- + \text{SO}_4^{2-}$, mg/l											
	0 ÷ 200		201 ÷ 400		401 ÷ 600		601 ÷ 800		801 ÷ 1000		ponad 1000	
	a	b	a	b	a	b	a	b	a	b	a	b
2	0	14	0	15	0	16	0	17	0	17	0	17
3	0	15	0	16	0	16	0	17	0	17	0	17
4	0,01	16	0,01	17	0,01	17	0	17	0	17	0	17
5	0,04	17	0,04	18	0,03	17	0,02	18	0,02	18	0,02	18
6	0,07	19	0,06	19	0,05	18	0,04	18	0,04	18	0,04	18
7	0,10	21	0,08	20	0,07	19	0,06	18	0,06	18	0,05	18
8	0,13	23	0,11	21	0,09	19	0,08	18	0,07	18	0,07	18
9	0,16	25	0,14	22	0,11	20	0,10	19	0,09	18	0,08	18
10	0,20	27	0,17	23	0,14	21	0,12	19	0,11	18	0,10	18
11	0,24	29	0,20	24	0,16	22	0,15	20	0,13	19	0,12	19
12	0,28	32	0,24	26	0,19	23	0,17	21	0,16	20	0,14	20
13	0,32	34	0,28	27	0,22	24	0,20	22	0,19	21	0,17	21
14	0,36	30	0,32	29	0,25	26	0,23	23	0,22	22	0,19	22
15	0,40	23	0,34	30	0,29	27	0,26	24	0,24	23	0,22	23
16	0,44	41	0,40	32	0,32	28	0,29	25	0,27	24	0,25	24
17	0,48	43	0,44	34	0,36	30	0,33	26	0,30	25	0,28	25
18	0,54	46	0,47	37	0,40	32	0,30	28	0,33	27	0,31	27
19	0,61	48	0,51	39	0,44	23	0,40	30	0,37	29	0,34	28
20	0,67	51	0,55	41	0,48	35	0,44	31	0,41	30	0,38	29
21	0,74	53	0,60	43	0,53	37	0,48	33	0,45	31	0,41	31
22	0,81	55	0,65	45	0,58	38	0,53	34	0,49	33	0,44	32
23	0,88	58	0,70	47	0,63	40	0,58	35	0,53	34	0,48	33
24	0,96	60	0,76	49	0,68	42	0,63	37	0,57	36	0,52	35
25	1,04	63	0,81	51	0,73	44	0,67	39	0,61	38	0,56	37

Wartości współczynnika k

Otoczenie betonu (warunki opłukiwania betonu wodą)	Współczynnik przepuszczalności gruntu K m/dobę	Najmniejszy wymiar poprzeczny konstrukcji m	Współczynnik k konstrukcje pod naporem wody	
			cementy portlandzkie	cement hutniczy żużlowo-gipsowy
Odkryte zbiorniki wodne, żwiry, żwiry z piaskiem, grube piaski	$K > 10$	$< 0,5$ $0,5 \div 2,5$ $> 2,5$	0 10 20	0 5 15
Piaski drobne, piaski z domieszką gliny	$0,1 \leq K \leq 10$	$< 0,5$ $0,5 \div 2,5$ $> 2,5$	25 50 80	20 40 70
Lessy, gliny piaszczyste, gliny, ility	$K < 0,1$	$< 0,5$ $0,5 \div 2,5$ $> 2,5$	80 nie normuje się	70

Tablica 118

Normy siarczanowej agresywności wody w zależności od SO_4^{2-} i Cl^-

Otoczenie betonu (warunki opłukiwania)	Współczynnik przepuszczalności gruntu, K m/dobę	Najmniejszy wymiar poprzeczny konstrukcji m	Siarczanowość wody konstrukcja pod naporem wody		
			przy zawartości Cl^- poniżej 1000 mg/l	przy zawartości Cl^- od 1000 do 6000 mg/l	przy zawartości Cl^- powyżej 600 mg/l
Odkryte zbiorniki wodne, żwiry, żwiry z piaskiem grube piaski	$K > 10$	$< 0,5$ $0,5 \div 2,5$ $> 2,5$	250 250 300	$100 + 0,15 (\text{Cl}^-)$ $100 + 0,25 (\text{Cl}^-)$ $150 + 0,15 (\text{Cl}^-)$	1050 1050 1100
Piaski drobne, piaski z domieszką gliny	$0,1 \leq K \leq 10$	$< 0,5$ $0,5 \div 2,5$ $> 2,5$	250 250 350	$150 + 0,15 (\text{Cl}^-)$ $200 + 0,15 (\text{Cl}^-)$ $200 + 0,15 (\text{Cl}^-)$	1050 1050 1150
Lessy, gliny piaszczyste, gliny, ility	$K < 0,1$	$< 0,5$ $0,5 \div 2,5$ $> 2,5$	300 350 400	$150 + 0,15 (\text{Cl}^-)$ $200 + 0,15 (\text{Cl}^-)$ $250 + 0,15 (\text{Cl}^-)$	1100 1150 1200

w mg/l przewyższa wielkości podane w tablicy 118, uzależnione od zawartości w wodzie jonów chloru (Cl^- podane w mg/l).

Normy magnezowej agresywności wody. Wodę uważa się za agresywną, jeżeli zawartość w niej jonów $\text{M}^{2-} \geq 1000$ mg/l oraz przewyższa wielkość

$$k - (\text{SO}_4^{2-}) \quad (117)$$

gdzie (SO_4^{2-}) oznacza zawartość jonów SO_4^{2-} w mg/l, a k jest współczynnikiem, którego wartość podano w tablicy 119.

Wartości k dla normy magnezowej agresywności wody

Otoczenie betonu (warunki opłukiwania betonu wodą)	Współczynnik przepuszczalności gruntu K m/dobę	Najmniejszy wymiar po-pręczny konstrukcji m	Wartość k	
			konstrukcje pod naporem wody	
			cementy portlandzkie	cement hutniczy żużlowo-gipsowy
Odkryte zbiorniki wodne, żwiry, żwiry z piaskiem, grube piaski	$K > 10$	$< 2,5$ $0,5 \div 2,5$ $> 2,5$	5000 6000 7000	4000 5000 6000
Piaski drobne, piaski z domieszką gliny	$0,1 \leq K \leq 10$	$< 0,5$ $0,5 \div 2,5$ $> 2,5$	7000 8000 nie normuje się	6000 7000 nie normuje się
Lessy, gliny piaszczyste, gliny, ropy	$K < 0,1$	$< 0,5$ $0,5 \div 2,5$ $> 2,5$	9000 nie normuje się	8000 9000 nie normuje się

Dla pełnego określenia warunków korozji betonu konieczna jest ocena środowiska otaczającego beton pod względem szybkości przepływu oraz wielkości naporu wód. Na podstawie znajdujących się w literaturze współzależności można ocenić stopień agresywności wody; mały, średni, mocny, bardzo silny. W przypadku gdy środowisko wodne wykazuje dwa lub więcej rodzajów agresywności, stopień jej agresywności na ogół zwiększa się.

Zabezpieczenie betonu przed korozją polega na:

- doborze odpowiedniego rodzaju cementu,
- podwyższeniu wodoszczelności betonu,
- zastosowaniu środków ochraniających beton przed korozją.

Wskazówki dotyczące doboru rodzaju cementu przedstawiono w tablicy 120.

Tablica 120

Wskaźniki dotyczące doboru rodzaju cementu

Rodzaj korozji	Zalecany cement	Uwagi
Lugująca Ogólnokwasowa Kwasowo-węglanowa Magnezowa	hutniczy, żużlowo-gipsowy glinowy	W przypadku ogólnokwasowej i kwasowo-węglanowej agresywności wody wszystkie cementy (z wyjątkiem cementu glinowego) u nas stosowane mają jednakowo niską odporność. Stosować należy specjalne środki zabezpieczające. Jeżeli beton, oprócz agresji chemicznej, podlega również oddziaływaniom fizycznym, należy stosować cement portlandzki (o małej zawartości glinianu trójwapiennego CaCl — 5 do 8%, np. produkowany w Polsce cement drogowy lub cement glinowy
Siarczanowa	żużlowo-gipsowy lub hutniczy (o zawartości ok. 60 do 75% żużla wsadowego)	

Podwyższenie wodoszczelności betonu można otrzymać przez:

- zaprojektowanie specjalnego składu betonu, (dobór składu ziarnowego kruszywa, stosunek wodo-cementowy, rodzaj cementu itd.),
- specjalny rodzaj technologii wykonawstwa,
- odpowiedni transport betonu, układanie i zagęszczanie betonu,
- właściwą pielęgnację betonu w czasie jego twardnienia.

Środki ochraniające beton przed korozją mogą być o działaniu mechanicznym i fizyko-chemicznym.

Do środków o działaniu mechanicznym należą:

- wykonywanie wokół betonu izolacyjnej koszulki, np. z ilitu,
- odprowadzanie wody spoza obudowy przez system kanałów, rurek i rynien okapowych,
- zabezpieczenie środkami bitumicznymi, polegające na stosowaniu powłok bitumicznych, warstwy lanego bituminu lub też izolowanie betonu warstwą papy bitumicznej lub płyt asfaltowych.

Do środków o działaniu fizyko-chemicznym należy zaliczyć:

- dodawanie do zaprawy i betonu preparatów zwiększających wodoszczelność betonu, np. preparaty: silikon, plastibet itp. W większości przypadków skuteczność tych preparatów polega na wypełnieniu pustek w masie betonu przez związki chemiczne, wstępujące w reakcje ze składnikami betonu.

Środki zmierzające do ochrony obudowy przed agresywnością wód przedstawiają się następująco: w czasie wiercenia badawczego pod szyb ustala się charakter agresywności wody (rodzaj korozji). Następnie, w zależności od rodzaju przewidywanej korozji, projektuje się stosowanie odpowiednich środków zabezpieczających. Polegają one w pierwszym rzędzie na doborze odpowiednich rodzajów cementów dla betonu oraz zaprawy, w przypadku obudowy murowanej. W przypadku występowania agresywności siarczanowej — beton, betonity i zaprawę wykonuje się przy użyciu cementu hutniczego. Podobnie postępuje się w przypadku korozji lęgowej. Przy występowaniu ogólnokwasowej i kwasowo-węglanowej agresywności wód stosuje się cement glinowy dla betonów i zaprawy. W związku ze wzmożoną korozją obudowy wskutek agresywności wód przenikających przez obudowę, dąży się do ograniczenia wypływów wód przez wyprzedzającą cementację szczelinowatych, wodonośnych skał oraz przez tzw. uzupełniającą cementację obudowy.

9. Obudowa tubingowa

Obudowa tubingowa przedstawia się jako cylinder złożony z oddzielnych pierścieni. Poszczególne pierścienie składają się z oddzielnych, jednakowych segmentów, tzw. tubingów.

Tubingi mogą być wykonane z żelbetu, żeliwa, staliwa oraz stali profilowej.

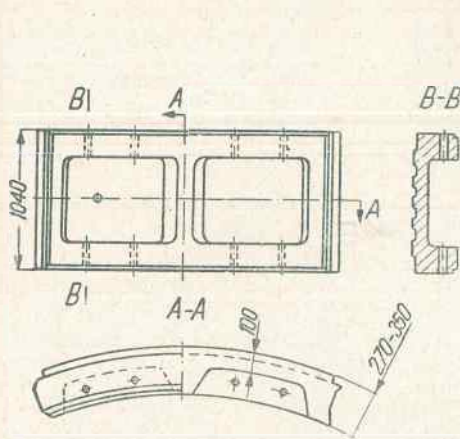
Obudowa z tubingów żelbetowych

Obudowa tego rodzaju znalazła szerokie zastosowanie przy obudowie szybów głębinowych zwykłą metodą w ZSRR. Również w Polsce obudowano w celu zebrania doświadczeń kilka szybów tego rodzaju obudową.

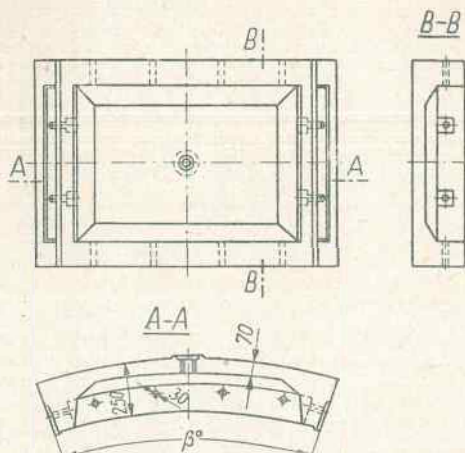
W Związku Radzieckim stosuje się dwa typy tubingów: typ WNIJOMSZS oraz typ STK.

Tubingi typu WNIJOMSZS przedstawiają się jako segmenty pierścienia grubości ścianki 100 mm, wzmocnione dwoma żebrami pierścieniowymi oraz trzema żebrami promieniowymi (rys. 183).

W zależności od średnicy szybu tubingi mają rozmiary: wysokość 1040 mm, grubość tubinga (wraz z żebrami) 270, 300 i 350 mm, wysokość żeber 160, 175 i 200 mm, długość tubingów po zewnętrznym łuku 2260 do



Rys. 183. Tubing żelbetowy stosowany w ZSRR typu WNIJOMSZS



Rys. 184. Tubing żelbetowy typu STK (ZSRR)

2480 mm. Ciężar jednego tubinga waha się od 1090 do 1540 kg. Tubingi wykonuje się z betonu marki 200, 250, 300, na cemencie portlandzkim marki 300, 400, 500 i 600.

Liczba tubingów w poszczególnych pierścieniach oraz ich ciężar podane są w tablicy 121.

Tablica 121

Liczba tubingów w pierścieniu i ciężar pierścienia w zależności od średnicy szybów w świetle

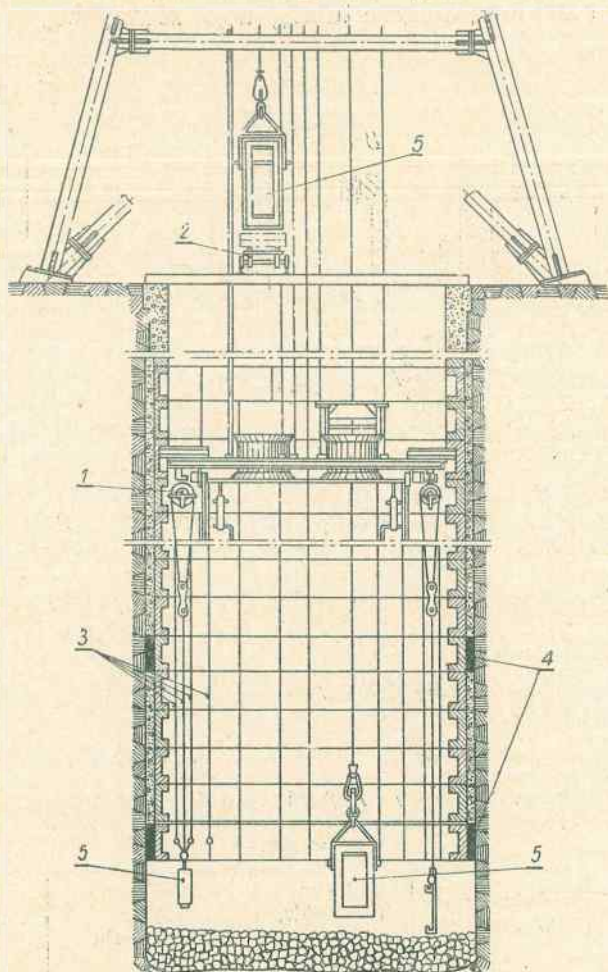
Srednica szybu w świetle m	Liczba tubingów w pierście- niu	Przybliżony ciężar pierścienia kg
4,5	7	7420
5,0 ÷ 5,5	8	8 800 ÷ 9 200
6,0 ÷ 6,5	9	10 600 ÷ 11 400
7,0 ÷ 7,5	10	13 600 ÷ 14 600
8,0	11	16 900 ÷ 17 000

Tubingi poszczególnych pierścieni łączą się na śruby z podkładkami, natomiast tubingi każdego pierścienia łączą się z sobą za pomocą zażebień.

Drugi typ tubingów stosowanych w Związku Radzieckim i w Polsce STK (rys. 184) różni się od poprzedniego przede wszystkim mniejszymi wymiarami oraz łączeniem poszczególnych tubingów na śruby, zarówno

w płaszczyźnie poziomej jak i pionowej. Długość (po łuku) jednego tubingu jest tak dobrana, że umożliwia zastosowanie jednego rodzaju tubingu dla średnicy szybów od 4,5 do 8,0 m. Wysokość tubingu wynosi 1040 mm, a ciężar około 600 kg.

W tabl. 122 podano liczbę tubingów typu STK w jednym pierścieniu w zależności od średnicy szybu oraz objętość betonu w pierścieniu.



Rys. 185. Wykonanie obudowy z tubingów żelbetowych.
Ogólny widok

1 — kołowrót powietrzny do podwieszania tubingów, 2 — platforma, 3 — linki dla sterowania kołowrotem, 4 — uszczelnienie tubingów, 5 — tubing

Obudowę z tubingów żelbetowych wykonuje się w ten sposób, iż w miarę wykonywania wyłomu zawieszają się na śrubach z góry w dół poszczególne tubingi (rys. 185). Liczba wolno wiszących pierścieni wynosi 10 do 14 sztuk. Po zabudowaniu tubingów w zgłębianym odcinku wolną przestrzeń za tubingami dolnego pierścienia uszczelnia się wełną drzewną lub trocinami na wysokość 0,3 do 0,5 m. Następnie przestrzeń poza tubingami zalewa się zaprawą cementową. Pierwsze trzy pierścienie tubingów

Liczba tubingów w jednym pierścieniu w zależności od średnicy szybu

Średnica szybu w świetle	Liczba tubingów w pierścieniu	Przybliżona objętość tubingów w pierścieniu m ³	Średnica szybu w świetle	Liczba tubingów w pierścieniu	Przybliżona objętość tubingów w pierścieniu m ³
4,5	9	2,16	6,5	13	3,12
5,0	10	2,40	7,0	14	3,36
5,5	11	2,64	7,5	15	3,60
6,0	12	2,88	8,0	16	3,84

od dołu dla uniemożliwienia przecieków zaprawy i przyspieszenia jej wiązania zalewa się zaprawą szybkowiążącą o stosunku cementu do piasku 1 : 1 + 5% CaCl₂ w stosunku do wagi cementu. Pozostałe pierścienie tubingów zalewa się zaprawą o stosunku objętościowym cementu do piasku wynoszącym 1 : 10 do 1 : 15. Zaprawę w stanie półpłynnym podaje się do miejsca zalewania tubingów w szybie rurociągiem średnicy 130 do 140 mm. Przestrzeń pozatubingową łączy się z rurociągiem węzłem gumowym opancerzonym o średnicy 125 do 140 mm. Wąż łączy się z tubingiem za pomocą króćca wkręconego w otwór, znajdujący się pośrodku tubinga.

W celu zapewnienia należytego zabudowania tubingów (bez większych odchyłen kolumny tubingów od pionu), należy co trzy pierścienie sprawdzać ustawienie poszczególnych tubingów w pionie i w poziomie.

Do zalet tubingowej żelbetowej obudowy należy zaliczyć:

- Zabezpieczenie ociosów szybu, przez co odpada konieczność stosowania obudowy tymczasowej.
- Możliwość wykonywania obudowy w przodku równolegle z wybieraniem urobku lub wierceniem otworów strzałowych.
- Zwiększenie stopnia mechanizacji robót, transportu i załadunku.
- Możliwość pracy w niedługim czasie po wzniesieniu obudowy.

Do wad tej obudowy należą:

- Trudności w rozmieszczeniu i zabudowaniu zbrojenia szybowego.
- Zwiększenie oporów dla przepływu powietrza.
- Ograniczona wytrzymałość obudowy. Stosowane w ZSRR typy tubingów wytrzymują ciśnienie na obudowę wielkości 4 kG/cm².
- Konieczność wykonywania elementów z dużą dokładnością i wysokiej jakości.

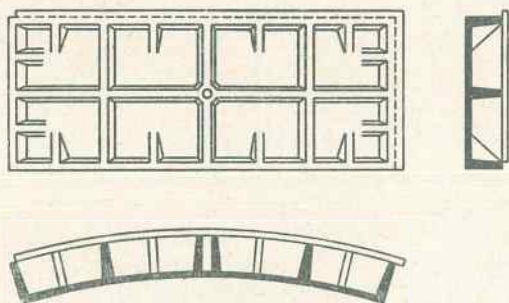
Obudowa z tubingów żeliwnych i stalowych

Obudowa z tubingów żeliwnych lub stalowych w warunkach głębienia szybu zwykłą metodą znajduje wyjątkowe zastosowanie z uwagi na znaczny ich koszt. Obudowa ta zapewnia niemal całkowitą wodoszczelność przy równoczesnej znacznej wytrzymałości na ciśnienie skał i wody.

Z tych względów przy głębieniu szybu metodą zwykłą stosuje się ją niekiedy w szybach kopalni soli, gdy chodzi o prawie całkowitą wodoszczelność obudowy szybu (dopływ 10 l/100 m szybu).

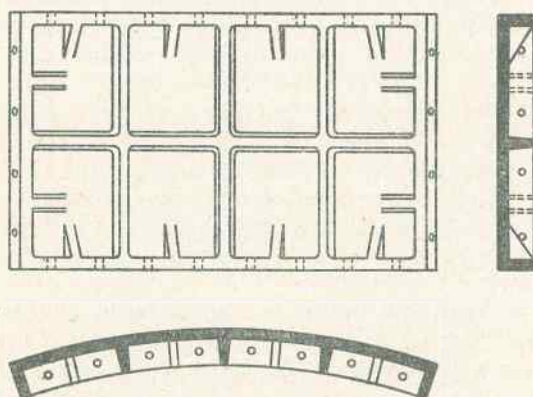
Obudowa ta zostanie dokładniej omówiona przy opisywaniu specjalnych metod głębienia szybu.

Rozróżnia się dwa typy tubingów: typ angielski (rys. 186) oraz typ niemiecki (rys. 187). Różnica pomiędzy obu typami polega na sposobie łączenia poszczególnych tubingów oraz uszczelnienia połączeń. Poza tym w tubingach typu angielskiego żebra wzmacniające położone są na ich zewnętrznym obwodzie, podczas gdy w tubingach typu niemieckiego są one umieszczone od wewnątrz szybu. Tubingi typu angielskiego łączy się



Rys. 186. Tubing stalowy typu angielskiego

przez silne oklinowanie poszczególnych pierścieni wysuszonymi klinami z twardego drewna. Tubingi niemieckie natomiast łączy się stalowymi śrubami, stosując jako uszczelki pomiędzy poszczególnymi tubingami oraz na łączeniach śrub blachę ołowianą grubości 2 do 3 mm oraz oło-

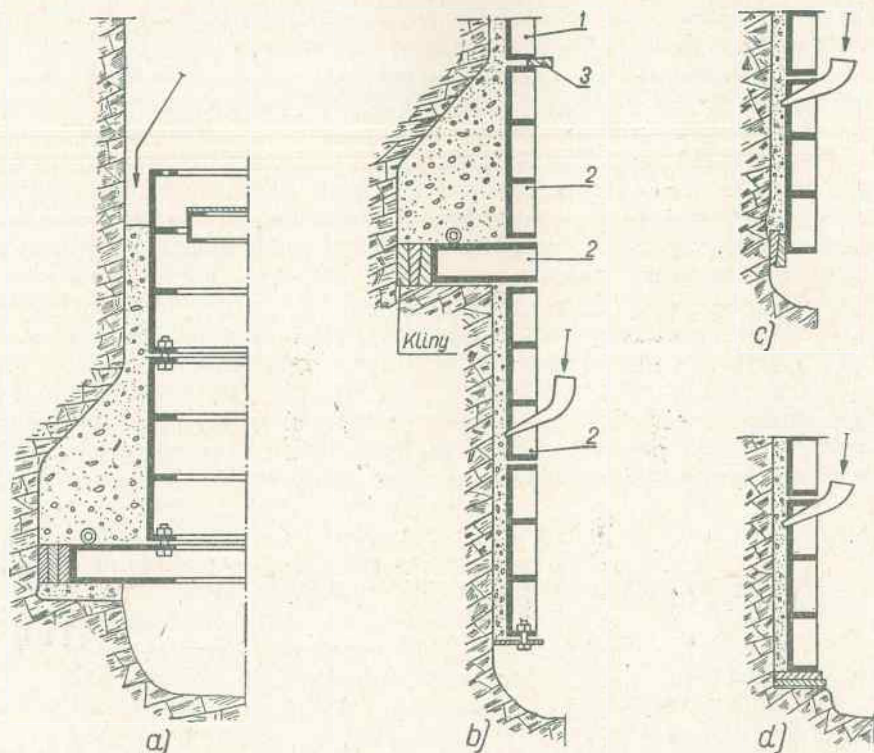


Rys. 187. Tubing stalowy typu niemieckiego

wiane podkładki pod śruby. Tubingi typu angielskiego używa się wówczas, gdy łączne ciśnienie skał i wody nie przekracza 10 at. Z tych względów obecnie stosuje się tylko tubingi typu niemieckiego.

Przestrzeń pomiędzy ociosem a obudową tubingową wypełnia się w miarę zakładania tubingów betonem. Tubingi zakłada się bądź z dołu do góry, bądź też z góry w dół, stosując podwieszanie na śrubach (przy tubingach typu niemieckiego). W pierwszym przypadku betonuje się stopniowo przestrzeń poza każdym świeżo założonym pierścieniem. W drugim przypadku beton o konsystencji płynnej wprowadza się poza tubingi po ich zabudowaniu na odcinku 20 do 30 m i posadowieniu na wieńcu oporowym. Płynny beton wprowadza się poza obudowę przez otwór pośredku tubinga, tłocząc go pompą do betonu lub wykorzystując własny ciężar.

Połączenia poszczególnych kolumn pierścieni nie wykonuje się na sztywno za pomocą połączenia śrubowego, lecz stosuje się połączenie elastyczne, tzw. pikotaż. Polega ono na wypełnieniu suchymi klinami drewnianymi szczeliny poziomej pomiędzy dwoma specjalnego rodzaju tubingami sąsiadujących kolumn pierścieni, (rys. 188). Dzięki ścisłemu i dokładnemu wbiciu klinów w szczelinę uzyskuje się połączenia w miarę szczelne i wytrzymałe oraz elastyczne, zezwalające na pewne ruchy dwu



Rys. 188. Połączenie dwóch kolumn tubingów stalowych

a — ustawianie wieńca oporowego przy zabudowywaniu tubingów z dołu do góry, b — montaż tubingów z góry na dół, c, d — szczegóły uszczelnienia przestrzeni między skalą a tubingiem: 1 — górna kolumna pierścieni tubingów 2 — dolna kolumna pierścieni tubingów, 3 — pikotaż

sztywnych kolumn tubingów. Jest to szczególnie ważne przy głębieniu szybów metodą zamrażania w czasie ruchów obudowy w okresie rozmrażania. Niekiedy wykonuje się połączenia dwóch kolumn tubingów za pomocą śrub, a nawet przy ciśnieniu wód wynoszącym kilka atmosfer za pomocą tzw. cementu eskpanzywnego (powiększającego swoją objętość w procesie wiązania).

Przy obudowie tubingowej przyjmuje się z zasady wytrzymałość ścianki tubingu, jako ścianki nośnej, bez uwzględnienia grubości koszulki betonowej; traktuje się ją bowiem tylko jako wypełnienie prostej przestrzeni i w pewnym stopniu dodatkowe uszczelnienie obudowy.

Istnieją jednak tendencje, w szczególności w krajach Europy zachodniej (Niemcy, Belgia), uwzględnienia w obliczeniach obudowy również wytrzymałości warstwy betonu przy założeniu, iż warstwa ta współpra-

cuje z tubingami stalowymi w przeciwstawieniu się ciśnieniom na obudowę. Stosowany w tym przypadku beton musi mieć bardzo wysoką markę (powyżej 400), co jest możliwe tylko przy zakładaniu tubingów z dołu do góry. Współpraca dwóch różnych materiałów betonu i staliwa lub żeliwa nie została jeszcze dostatecznie wyjaśniona. Z tego też powodu uwzględnienie wytrzymałości warstwy betonu w obliczeniach całej grubości obudowy tubingowej jest jeszcze w stadium dyskusji.

Oprócz obudowy tubingowej stalowej i żeliwnej, istnieje obecnie w państwach Europy zachodniej tendencja zastąpienia tubingów stalowych lub żeliwnych tzw. obudową stalowo-betonową.

W tym przypadku rolę tubingów spełniają pierścienie wykonane ze stali o przekroju korytkowym lub też specjalnie wykonane segmenty blaszane w kształcie tubingu. W celu zabezpieczenia blachy przed korozją zawiera ona pewne ilości Cu, Ni, Cr.

Poszczególne elementy łączone są śrubami. Stosuje się też niekiedy spawanie poszczególnych elementów płaszcza. Poza stalową obudowę układa się beton wysokiej marki (400), w tym przypadku uwzględnia się współdziałanie betonu i stali.

Przy dopływie wody do szybu, dla zapewnienia należytych warunków wiązania betonu, od strony ociosu wykonuje się osłonę w postaci płaszcza z blachy grubości 3 mm. Płaszcz składa się z segmentów łączonych śrubami.

Po wykonaniu obudowy betonowej przestrzeń poza blaszanym płaszczem wypełnia się pod ciśnieniem mlekiem cementowym, ograniczając w ten sposób dopływ wody do szybu.

ROZDZIAŁ VIII ZBROJENIE SZYBU

1. Rodzaje konstrukcji zbrojenia szybów

Pod pojęciem zbrojenia szybu rozumie się wyposażenie szybu w belki nośne dla prowadników, naczyń wydobywczych i przedziału drabinowego. Przez uzbrojenie szybu tarcza jego zostaje podzielona na kilka przedziałów.

Pod względem stosowanych materiałów zbrojenie szybowe dzielimy na stalowe, drewniane i mieszane.

Obecnie dla zbrojenia szybów posiadających obudowę murową stosuje się niemal wyłącznie zbrojenie stalowe. Zbrojenie drewniane albo mieszane stosuje się w szybkach dla robót geologiczno-poszukiwawczych, eksploatacji glinek ogniotrwałych i rud. Stosuje się je również w szybach dla kopalń soli.

Zbrojenie stalowe w porównaniu z drewnianym wykazuje szereg zalet:

- jest bezpieczne z uwagi na pożary w szybach,
- ma mniejsze wymiary poprzeczne przy tej samej wytrzymałości co drewniane,
- czas trwania jest dłuższy,
- daje możliwość stosowania długich (12 m) prowadników stalowych.

Do wad tego rodzaju zbrojenia należy natomiast zaliczyć:

- uleganie korozji w przypadku występowania w szybie wód agresywnych,
- szybkie niszczenie elementów ślizgowych naczyń wydobywczych w przypadku nierówności w zabudowaniu prowadników stalowych.

Do zalet drewnianego zbrojenia należą:

- odporność na działanie wód agresywnych,
- spokojniejszy ruch naczyń wydobywczych,
- brak iskrzenia przy jeździe naczyń wydobywczych, stwarzającego niebezpieczeństwo wybuchu gazów w szybach gazowych, wydechowych.

Do wad drewnianego zbrojenia należy zaliczyć:

- łatwość psucia się, szczególnie w prądzie powietrza wydechowego,
- większe zużycie materiałów w porównaniu ze zbrojeniem stalowym,
- łatwopalność,
- większe wymiary poprzeczne w porównaniu ze stalowymi, zwiększające opór przy przepływie powietrza w szybie.

Prowadniki stalowe stosuje się obecnie przy wyciągach skipowych oraz tych wyciągach klatkowych, w których przewiduje się tylko dorywczą jazdę ludzi.

Prowadniki drewniane stosuje się przy wyciągach klatkowych przeznaczonych dla jazdy ludzi.

Przedział drabinowy. Wytrobiska pionowe i pochyłe o nachyleniu większym niż 65° , służące do wyjścia ludzi na powierzchnię lub na inny poziom powinny być wyposażone, stosownie do wymagań przepisów górniczych, w przedziały drabinowe na całej długości.

Przedział drabinowy musi być tak sporządzony, by miał łatwy dostęp z podszybia. Powinien on być oddzielony od innych przedziałów wytrzymałą przegrodą, zwaną przepierzeniem, na całej długości przedziału w szybie.

Pomiędzy poszczególnymi elementami tworzącymi przepierzenie nie może być większego odstępu (luzu) niż 100 mm.

Drabiny szybowe należy ustawiać w przedziale drabinowym z nachyleniem nie większym jak 80° , jeżeli ich łączna długość przekracza 10 m.

Pomosty spoczynkowe w przedziale drabinowym należy zakładać w odstępach co najwyżej 8 m. Szczeble i pobocznice drabin muszą być odpowiednio do obciążenia wytrzymałe. Punkty oparcia podstaw drabin powinny znajdować się bezpośrednio nad belkami nośnymi pomostu spoczynkowego. Każda drabina musi być osobno i mocno przymocowana i musi wystawać o 1 m ponad każdy pomost spoczynkowy lub zrab szybu.

Za przedłużenie drabiny służyć mogą również stalowe uchwyty przymocowane do obudowy szybu lub konstrukcji zbrojenia. Drabiny powinny być tak umieszczone, by schodzący z drabiny trafiał pewnie nogą na podłogę pomostu spoczynkowego, a nie do otworu pomostu koło drabiny; na pomoście spoczynkowym powinno istnieć przejście od strony obudowy szybu nie węższe jak 600 mm. Otwór ponad pierwszym pomostem powinien się zamykać samoczynnie klapą.

Gdy zachodzi konieczność ustawienia drabin w ten sposób, że jedna stanowi przedłużenie drugiej, wówczas otwór w pomoście oddzielającym je powinien być zabezpieczony klapą.

Używanie drabin pionowych jest dozwolone jedynie w szybach w czasie głębenia i w szybikach.

Zamiast opierania drabin o pomost można je zawieszać na dostatecznie silnych hakach. Pożądane jest, by szerokość drabin wynosiła minimum 400 mm, odstęp zaś między szczeblami 300 mm.

Wymiary otworów w pomostach spoczynkowych przedziałów drabinowych powinny mieć, licząc w kierunku długości drabiny, najmniej 700 mm, w kierunku zaś szerokości drabiny 600 mm.

W szybach, których czas istnienia ma być dłuższy niż 10 lat, wykonuje się konstrukcję przedziału drabinowego z kształtowników stalowych.

Przepierzenie przedziału drabinowego wykonuje się obecnie najczęściej z siatki plecionej o oczkach 60 do 80 mm z drutu ocynkowanego o średnicy 3,5 do 4,5 mm. Siatki naciągnięte na ramie ze stali okrągłej lub z kątowników przymocowuje się do belek przedziałowych i pionowych słupów za pomocą uchwytów, których jeden koniec, trzymający ramę siatki, wykonany jest w postaci haka, a drugi koniec uchwytu wykształcony jest jako śruba. Takie połączenia ułatwiają wymianę siatek.

Niekiedy przepierzenie przedziału drabinowego wykonuje się z desek grubości 25 do 30 mm, zakładanych pionowo pomiędzy listwy przymocowane do belek przedziałowych. Dla podniesienia trwałości deski te zwykle impregnuje się. Przedział drabinowy i pozostałe elementy wyposażenia szybów udostępniających złoża soli wykonuje się z drewna.

Pomosty spoczynkowe buduje się najczęściej z blachy żeberkowej gru-

bości $7 + 2$ mm. Niekiedy dla zmniejszenia oporów powietrza przepływającego szybem pomosty spoczynkowe wykonuje się z blachy perforowanej lub w postaci kratownicy z płaskowników.

Konstrukcja przedziału drabinowego powinna być pomalowana, a w czasie użytkowania stale kontrolowana i konserwowana.

W czasie głębienia szybu przedział drabinowy musi być bieżąco przedłużany w ślad za posuwającym się przodkiem szybowym, z którym łączy się za pomocą szybowej drabiny wiszącej (z lin stalowych).

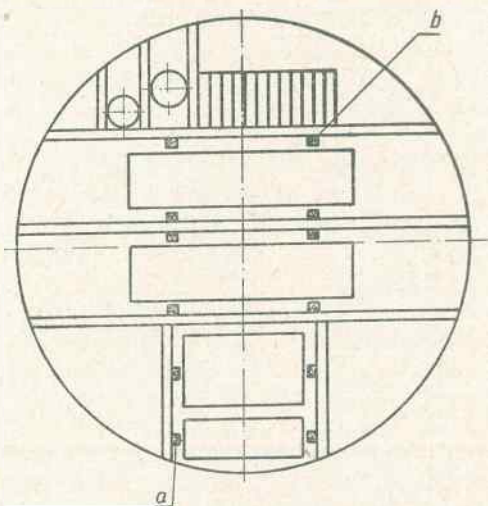
Przedział wyciągowy. Odgrodzoną część szybu, w której poruszają się naczynia wydobywcze, nazywa się przedziałem wyciągowym. W przypadku prowadzenia naczyń wydobywczych za pomocą lin, przedział wyciągowy wyposażony jest oprócz prowadników linowych w ramę do ich napinania.

Przy prowadzeniu naczyń wydobywczych za pomocą prowadników stalowych i drewnianych przedział wyciągowy ograniczony jest belkami nośnymi dla prowadników, zabudowanymi parami w odstępach pionowych 2 lub 3 m.

Belki przedziałowe szybowe wykonuje się najczęściej z kształtowników stalowych o przekroju ceowym lub dwuteowym. Wielkość przekrojów belek i konstrukcja przedziałów wyciągowych zależą przede wszystkim od wielkości naczyń wydobywczych i ich ciężaru oraz prędkości ciągnięcia urobku, a więc od wielkości przekroju szybu, jego głębokości i przelotności godzinowej.

Obecnie w budownictwie szybowym, jak to już wspomniano w rozdziale pierwszym, wprowadza się w nowych kopalniach normalizację uzbrojenia i wyposażenia szybu oraz ustala się tzw. konstrukcje typowe.

Rys. 189. Położenie prowadników w stosunku do klatki



Do belek szybowych przymocowane są prowadniki naczyń wydobywczych. Prowadniki mogą być zabudowane w stosunku do naczynia wydobywczego z boku *b* lub z czoła *a* (rys. 189). Mówi się wtedy o prowadnikach bocznych lub czołowych. Umocowanie prowadnika powinno zapewniać pełne bezpieczeństwo ruchu przy maksymalnym dozwolonym zużyciu.

Prowadniki w szybach pionowych powinny być zupełnie proste, a ich

powierzchni czołowe i boczne muszą być dobrze obrobione. Prowadniki powinny być ściśle pionowo umocowane do belek przedziałowych. Jedyne na stosowanie prowadników drewnianych zabudowanych według łagodnej linii krzywej. Prowadniki na połączeniach nie mogą mieć występow, lecz powinny tworzyć gładką pionową powierzchnię, szczególnie od strony prowadnic.

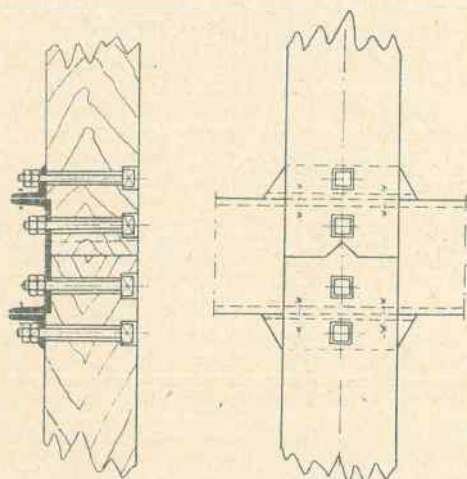
Prowadniki drewniane powinny być wyrabiane z materiału zdrowego wyborowej jakości. Przebieg włókien powinien być prosty, równoległy do podłużnych krawędzi prowadnika.

Budowa bielu w prowadnikach sosnowych powinna być jednolita o słojach rocznych wyraźnych, możliwie równomiernej szerokości.

Ilość słoików rocznych w 1 cm bielu powinna wynosić od 5 do 10, mierzona w kierunku promieniowym.

Do niedopuszczalnych wad należy zaliczyć: skręt włókien, krzywiznę z wypaczenia (wygięcia), sęki czarne, zepsute, luźne, otwory po owadach i sękach, zabijki otworów po sękach, mursz twardy, miękki, zgniliznę. Sęki zdrowe, wrosnięte, średnicy nie większej jak 3 cm są dopuszczalne w powierzchniach bocznych lub czołowych prowadników w odległości od jego krawędzi równej $\frac{1}{3}$ szerokości powierzchni czołowej lub bocznej. Dopuszczalne są pęknięcia z przesychania sięgające do 10 mm w głąb, pęknięcia prowadników na powierzchniach stykowych łącznej długości do 100 mm w obydwóch końcach prowadnika oraz dwa pęknięcia łukowe na jednej powierzchni stykowej nie dochodzące do krawędzi prowadnika. Najlepszym rodzajem drewna jest drewno dębowe, akacjowe i modrzewiowe.

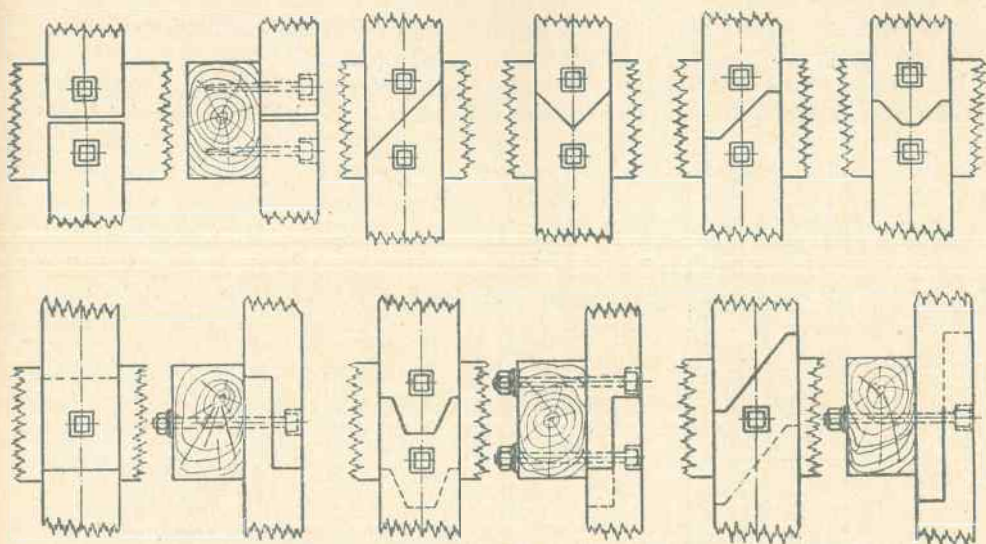
Z uwagi na duży deficyt tych rodzajów drewna stosuje się obecnie na prowadniki drewno sosnowe, nawet w szybach zjazdowych.



Rys. 190. Połączenie prowadnika z belką przedziałową

Prowadniki drewniane łączy się z belkami szybowymi za pomocą śrub (rys. 190). W zależności od konstrukcji zbrojenia istnieje wiele sposobów tych połączeń. Kilka tego rodzaju połączeń pokazano na rys. 191. Długość prowadników drewnianych wynosi 4 lub 6 m przy odległości między belkami przedziałowymi wynoszącej 2 i 3 m. Dla odciążenia śrub w prowadnikach drewnianych robi się w miejscach ich połączenia z belką wy-

cięcie głębokości 5 mm. Główki śrub od strony naczyń wyciągowych są wpuszczane (p. rys. 190). Stosuje się również przewodniki stalowe. Do niedawna, na przewodniki stalowe używano niemal wyłącznie szyny typu kolejowego. Obecnie, w związku z istniejącą tendencją stosowania toczych



Rys. 191. Różne sposoby łączenia przewodników sztywnych

proownic naczyń wydobywczych, w miejsce przewodników ślizgowych wprowadza się przewodniki ze stali profilowej w kształcie prostokątnych rur stalowych (rys. 192).

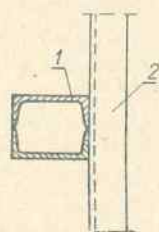
Proownic sztywne przymocowuje się do belek za pomocą uchwytów tarczowych systemu Briarda (rys. 193) bądź za pomocą połączeń sztywnych śrubowych (rys. 194).

Obok przewodników sztywnych (drewnianych i stalowych) stosuje się również przewodniki linowe. Nie wymagają one belek sztywnych. W przypadku gdy sztywne ma być używany również jako wyjście z kopalni, zakłada się w nim tylko przedział drabinowy. Z uwagi na większą elastyczność przewodników linowych, odstęp naczyń wydobywczych pomiędzy sobą i od obudowy sztywny musi być większy niż przy przewodnikach sztywnych. Wymaga to powiększenia średnicy sztywny. Mimo to przewodniki linowe rozpowszechniają się obecnie coraz bardziej, szczególnie w krajach zachodniej Europy z powodu mniejszych kosztów inwestycji i eksploatacji oraz prostoty konstrukcji.

Dla zapewnienia należytego ruchu naczyń wyciągowych obowiązują pewne tolerancje w zabudowaniu belek przedziałowych i przewodników. Dopuszczalne tolerancje reguluje norma NGW-1301 (tymczasowa).

Ważniejsze postanowienia przedstawiają się następująco:

Belki sztywne powinny być zabudowane poziomo. Dopuszczalna odchyłka nie może przekroczyć 5 mm na 1 m długości belki i maksymalnie 25 mm na całej jej długości.

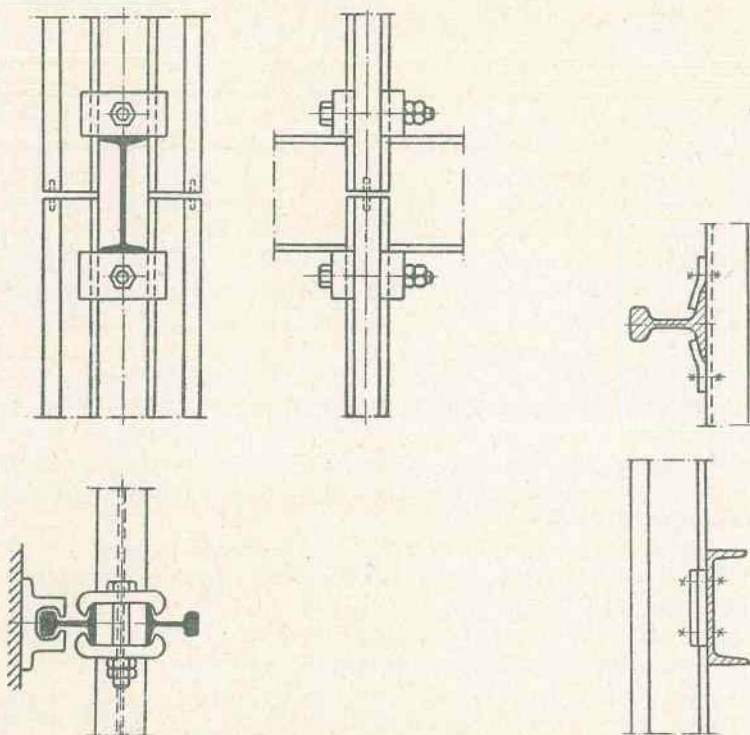


Rys. 192. Proownic stalowe ze stali profilowej

1 — przewodnik, 2 — belka sztywna

Belki szybowe powinny być zabudowane do pionu. Dopuszczalne odchylenie belek szybowych od pionu w stosunku do belki wzorcowej może wynosić maksymalnie 10 mm, z tym że przy przeniesieniu pionu na głębokość H błąd nie może przekroczyć $6 \sqrt{H}$, gdzie H — głębokość szybu w setkach metrów.

Odległości pomiędzy belkami szybowymi, mierzone w poziomie i pionie powinny odpowiadać odległościom ustalonym w projekcie (z tolerancją). Dopuszczalna odchyłka dla odległości poziomej między belkami nie może przekroczyć 20 mm, zaś dla odległości pionowej $1/6$ wysokości belki.



Rys. 193 (z lewej). Połączenie przewodników stalowych szynowych za pomocą uchwytów Briarda

Rys. 194 (z prawej). Sztywne połączenie przewodników szynowych z belkami szybowymi

Dopuszczalny odstęp pomiędzy przewodnikami naczyń wydobywczych, a nowo założonymi przewodnikami drewnianymi nie powinien być większy niż 10 mm z każdej strony, a przy przewodnikach stalowych 5 mm.

Szczelina stykowa pomiędzy końcami dwu sąsiednich przewodników nie może przekraczać 5 mm.

Przedział rurowy. Umieszcza się go zwykle w sąsiedztwie przedziału drabinowego i wyciągowego dla umożliwienia przeprowadzania napraw i wymiany rurociągów oraz kabli. W przedziale rurowym prowadzi się najczęściej rurociąg powietrza sprężonego i rurociągi wodne. W niektórych przedziałach rurowych prowadzi się również rurociągi podsadzkowe.

Rurociągi muszą być odciążone przez zabudowanie specjalnych wsporników co kilkadziesiąt metrów. Wsporniki te stanowią najczęściej krótkie

odcinki rur zaopatrzone z boków w występy wspierające się na specjalnie zabudowanych dźwigarach nośnych. Rury te włączone w rurociąg odciążają połączenie rur ze sobą, gdyż dźwigają część rurociągu znajdującą się nad nimi. Rurociągi muszą być prowadzone pionowo, a połączenia między rurami wykonane starannie. Obecnie rozpowszechnia się w szybach rurociągi spawane zamiast kołnierzowych.

Tuż obok przedziału rurowego lub niekiedy w nim buduje się wsporniki dla kabli elektrycznych i sygnalizacyjnych. Ułożenie rurociągów i kabli powinno być takie, by ich naprawa i wymiana mogła następować bez usuwania innych rurociągów i kabli.

Krzeseł szybowe (stołek szybowy). Na każdym poziomie, gdzie następuje opróżnianie klatek, zwykle zbrojenie szybowe zostaje zamienione na konstrukcję mocniejszą zwaną krzesłem lub inaczej stołkiem szybowym.

Konstrukcja stołka szybowego składa się z dolnej i górnej ramy belek przedziałowych oraz z dźwigarów pionowych i ukośnych, łączących i usztywniających obie ramy (rys. 195).

Zadanie stołka szybowego polega na przejmowaniu zwiększonych obciążeń, wywołanych hamowaniem naczynia wydobywczego, jak również załadunkiem i wyładunkiem z naczyń wydobywczych wozów i materiałów.

2. Obliczanie belek przedziałowych i przewodników szybowych

Dźwigary szybowe w zależności od ich położenia, długości i sposobu utwierdzenia dzielą się na główne i pomocnicze. Dźwigary główne (belki przedziałowe) służą w zasadzie do przytwierdzenia przewodników, dźwigary pomocnicze — do utwierdzenia konstrukcji przedziału drabinowego, rurowego i innych.

Belki przedziałowe (dźwigary główne) pracują na zginanie pod działaniem sił statycznych wywoływanych ciężarem przewodników i innych urządzeń (np. rurociągów) do nich przytwierdzonych; poza tym występuje tu składowa pozioma siła dynamicznych powodowanych uderzeniami będącego w ruchu naczynia wydobywczego. Siły te występują głównie wskutek uderzeń naczynia wydobywczego o nierówności przewodników. Są one proporcjonalne do masy naczynia wydobywczego oraz do kwadratu prędkości jazdy, jak również proporcjonalne do amplitudy wygięcia przewodników pomiędzy belkami przy uderzeniach klatki oraz odwrotnie proporcjonalne do odległości pionowej pomiędzy belkami przedziałowymi. Wielkości tych sił są duże i niejednokrotnie wynoszą $1/5$ ciężaru załadowanej klatki.

W przypadku zerwania się liny nośnej belki przedziałowe przejmują znaczną część naprężeń dynamicznych spowodowanych zahamowaniem spadającego naczynia wydobywczego przez łapadła i uchwycenie go na przewodnikach szybowych. Określenie sił dynamicznych przenoszących się na belki przedziałowe w chwili zerwania liny jest bardzo trudne. Z tych też względów za podstawę obliczeń przyjmuje się naprężenia statyczne wywoływane ciężarem naczynia wydobywczego. Naprężenie powodowane siłami dynamicznymi uwzględnia się przez wprowadzenie współczynnika, którego wielkość uzależniona jest od funkcji szybu.

Belki przedziałowe podtrzymujące przewodniki w tzw. ciągu przewodniczym oblicza się, przyjmując obciążenie jednego naczynia wydobywczego.

Natomiast belki podtrzymujące prowadnik ostatni, tzw. prowadnik końcowy, w przerwie ciągu prowadników oblicza się na obciążenie dwukrotnie większe aniżeli belki w ciągu prowadniczym. Wynika to z niemożności przeniesienia obciążenia w przypadku zatrzymania naczynia wydobywczego tuż nad przerwą lub też w rzapiu szybu.

Głębokość wmurowania belki przedziałowej powinna odpowiadać następującym warunkom:

- Belka nie powinna być zamurowana na długość większą niż 70 cm i mniejszą niż 30 cm.
- Przy murach (betonach) o małej grubości belka powinna być zamurowana na długość nie mniejszą jak 30 cm.
- Pomiędzy końcem belki, a zewnętrzną stroną muru (betonu) powinna pozostawać ścianka muru (betonu) grubości przynajmniej 15 cm.
- W przypadku niemożności dochowania powyższego warunku, z uwagi na małą grubość muru, należy przed ułożeniem belki wybetonować przedłużenie gniazdka za murem dla uzyskania izolacji belki przedziałowej od otaczającego górotworu.

Jednostkowy nacisk wywierany przez belkę na obudowę szybu nie może przekraczać dopuszczalnego naprężenia na ściskanie dla danego materiału obudowy.

Naprężenie ściskające, powstające w materiale obudowy szybu, oblicza się wzorem

$$\sigma_c = \frac{A}{F} \quad \text{lub} \quad \sigma_c = \frac{B}{F} \quad \text{kG/cm}^2 \quad (118)$$

gdzie

A, B — siły występujące w miejscach utwierdzenia belki, kG/cm^2 ,

F — powierzchnia zamurowanej części belki, cm^2 .

Powierzchnia zamurowanej części belki, tzw. półki, wynosi

$$F = a \cdot b \quad \text{cm}^2 \quad (119)$$

przy czym

b — głębokość zamurowania, cm,

a — szerokość półki, cm.

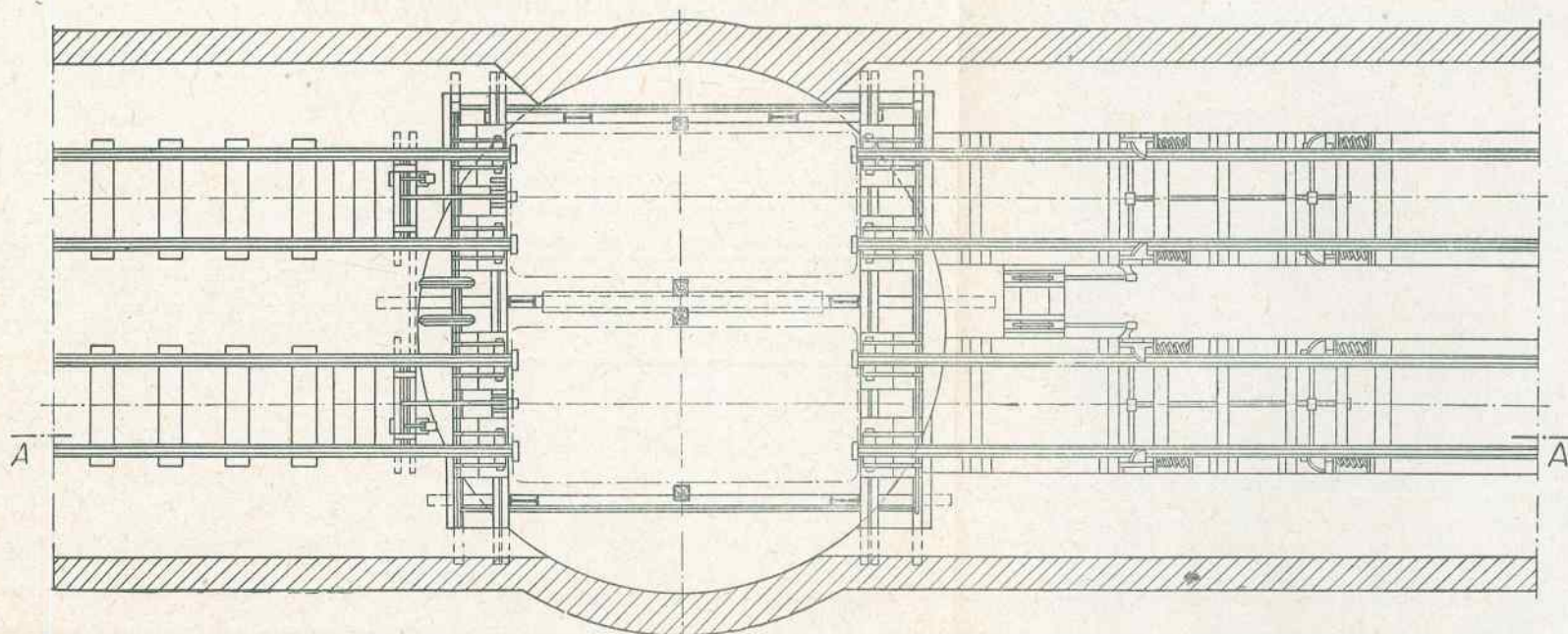
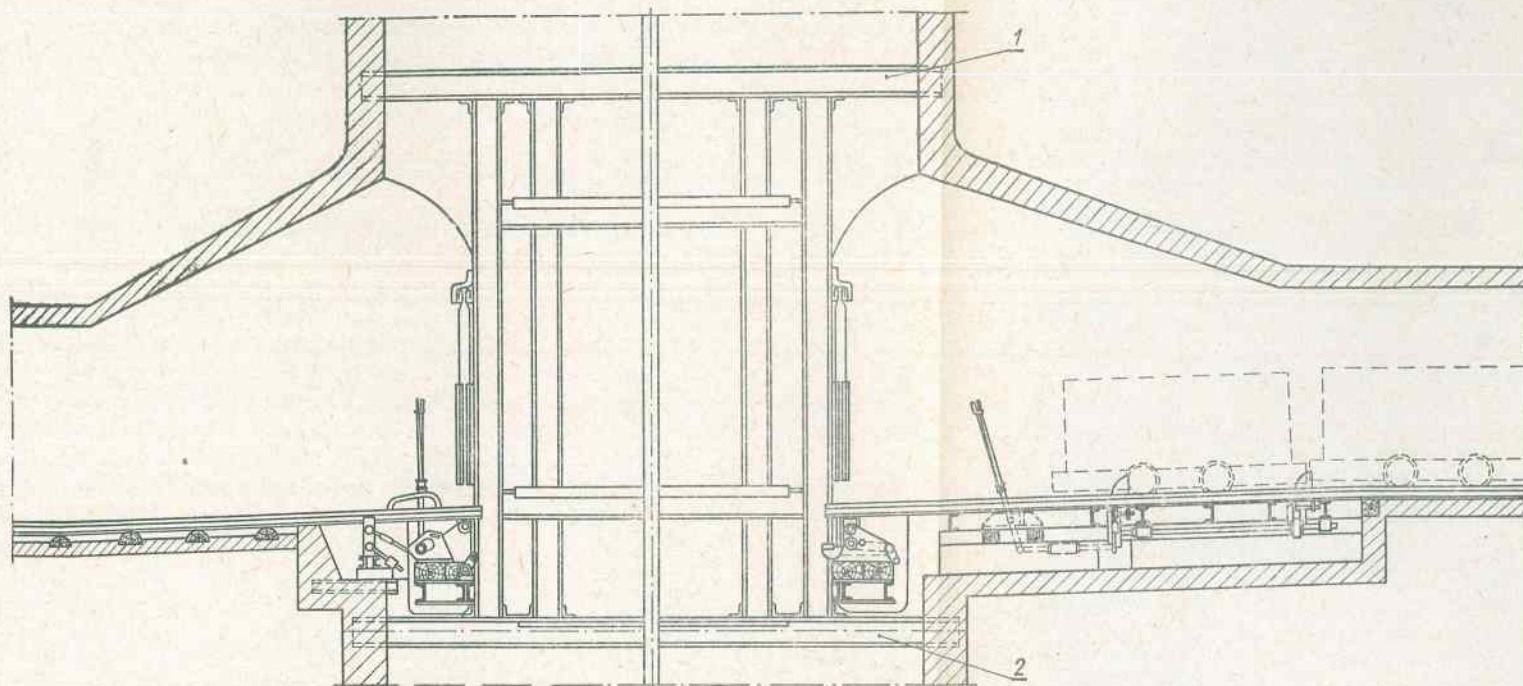
Belki przedziałowe należy obliczać jako belki swobodnie podparte na obu końcach i obciążone w głównej płaszczyźnie zginania siłami skupionymi.

Obliczenie belek przedziałowych stalowych

Na belki przedziałowe powinny być używane belki ze stali węglowej wytrzymałości $R_r = 37 \text{ kG/mm}^2$. Zasadniczo do zbrojenia szybu stosuje się dwa profile: profil ceowy wzmocniony i profil dwuteowy. Bardziej rozpowszechniony jest profil ceowy z uwagi na łatwość przymocowania do niego innych belek oraz prowadników. Profil dwuteowy stosuje się w tym przypadku, gdy profil ceowy okazuje się niewystarczający dla przewidywanego obciążenia.

W zależności od przeznaczenia szybu i wielkości obciążenia statyczne przy jeździe ludzi w stosunku do obciążenia przy jeździe z urobkiem, oblicza się belki przedziałowe stalowe z następującymi współczynnikami bezpieczeństwa:

A-A



Rys. 195. Stółek szybowy
1 — górna rama, 2 — dolna rama

- W szybach wyłącznie zjazdowych oraz wydobywczo-zjazdowych, w których obciążenie statyczne przy jeździe ludzi osiąga lub przekracza 70% obciążenia przy jeździe z urobkiem, stosuje się 4,5-krotny współczynnik bezpieczeństwa w stosunku do obciążenia przy jeździe ludzi.
- W szybach wyłącznie wydobywczych oraz wydobywczo-zjazdowych, w których obciążenie statyczne przy jeździe ludzi nie przekracza 70% obciążenia przy jeździe z urobkiem, stosuje się 3,2-krotny współczynnik bezpieczeństwa w stosunku do obciążenia przy jeździe z urobkiem.

Jako obciążenie statyczne belek przedziałowych przyjmuje się dla przypadku pierwszego:

- ciężar naczyń wydobywczych łącznie z zawiesiem,
- ciężar liny nośnej bądź też liny wyrównawczej, jeżeli ta jest cięższa,
- ciężar przewożonych ludzi.

Dla przypadku drugiego przyjmuje się odpowiednio:

- ciężar naczyń wydobywczych łącznie z zawiesiem,
- ciężar liny nośnej bądź też liny wyrównawczej, jeżeli lina wyrównawcza jest cięższa,
- maksymalny, dopuszczalny ciężar urobku.

Zamurowane belki przedziałowe oblicza się wyłącznie na zginanie, przy czym przyjmuje się, że obciążenie statyczne rozkłada się równomiernie na oba ciągi przewodników

$$P = \frac{Q}{2} \text{ kG} \quad (120)$$

gdzie

P — obciążenie jednego ciągu przewodników, kG,

Q — obciążenie statyczne belek przedziałowych, kG.

Równocześnie przyjmuje się, że obciążenie jednego ciągu przewodników rozkłada się równomiernie na wszystkie belki objęte długością jednego przewodnika

$$P_1 = \frac{P}{i} \text{ kG} \quad (121)$$

gdzie

P_1 — obciążenie przypadające na jedną belkę, kG,

P — obciążenie jednego ciągu przewodników, kG,

i — liczba belek przypadających na długość jednego przewodnika.

Przy obliczeniach reakcji podpór w punktach A i B (rys. 196), jako długość belki przyjmuje się długość l od środka zamurowania belki, w cm.

W tym przypadku wartość reakcji w punkcie A wynosi

$$A = \frac{P_1 \cdot a}{l} \text{ kG} \quad (122)$$

oraz w punkcie B

$$B = P_1 - A = \frac{P_1 \cdot b}{l} \text{ kG} \quad (123)$$

Maksymalny moment gnący

$$M_{gmax} = \frac{P_1 \cdot a \cdot b}{l} \text{ kGcm} \quad (124)$$

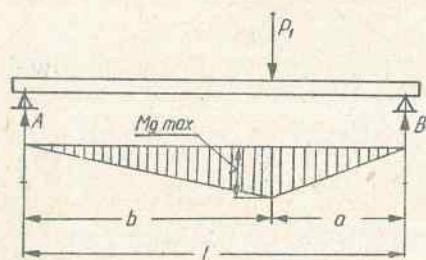
Wskaźnik przekroju na zginanie konieczny dla uzyskania odpowiedniego współczynnika bezpieczeństwa oblicza się z wzoru

$$W = \frac{M_{gmax} \cdot n}{R_r} \text{ cm}^3 \quad (125)$$

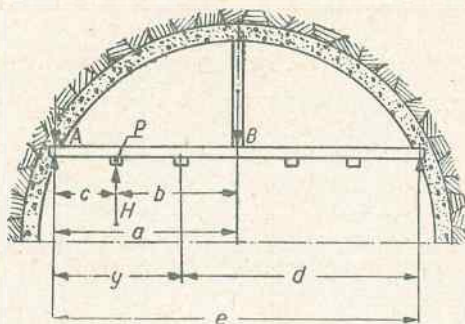
gdzie

- W — wskaźnik przekroju na zginanie, cm^3
 M_{gmax} — maksymalny moment gnący, kGm ,
 R_r — wytrzymałość na rozciąganie, kG/cm^2 (zwykle 1200 kG/cm^2),
 n — współczynnik bezpieczeństwa.

W polskim górnictwie węglowym belki przedziałowe przelicza się obecnie na zginanie zarówno dla sił poziomych jak i pionowych.



Rys. 196. Schemat obciążenia belki przedziałowej



Rys. 197. Szkic do obliczeń reakcji poziomych i pionowych

W obu przypadkach do obliczeń przyjmuje się belki wolno podparte na końcach. Jako wielkość siły poziomej H przyjmuje się $1/12$ ciężaru naczynia wydobywczego Q przy założeniu, że odległość pionowa pomiędzy osiami belek wynosi $1,5 \text{ m}$. Przez ciężar naczynia wydobywczego Q rozumie się łączny ciężar zawiesia, klatki lub skipu, wozów, ciężar użyteczny, zawiesie liny wyrównawczej.

W przypadku obliczenia belek w szybach dwuwyciągowych wyliczenie prowadzi się tylko dla tego jednego urządzenia wyciągowego, przy którym rozstawienie przewodników wpływa na wystąpienie większych momentów zginających.

Wielkość siły poziomej H wynosi

$$H = \frac{Q}{12} \text{ kG} \quad (126)$$

Jeżeli odstęp pionowy pomiędzy belkami l_1 jest inny aniżeli $1,5 \text{ m}$ i leży między $1,0$ a $3,0 \text{ m}$, to wartość siły poziomej H należy pomnożyć przez współczynnik f , którego wartość określa się z wzoru

$$f = 1 + 0,5 \frac{l_1 - 150}{150}$$

w tym przypadku

$$H = \frac{Q}{12} \cdot f \quad (127)$$

Reakcja w punkcie podparcia A (rys. 197) wynosi

$$A_H = H \cdot \frac{b}{a} \quad \text{kG} \quad (128)$$

$$H_{gH} = \frac{H \cdot b \cdot c}{a} = A_H \cdot c \quad \text{kGcm} \quad (129)$$

Siłę pionową P przyjmuje się równą 25% siły poziomej H . W przypadku szybów dwuwyciągowych, podobnie jak w poprzednim przypadku, przyjmuje się do obliczeń wartości sił i długości, które dają największe momenty gnące

$$P = 0,25 \cdot H \quad \text{kG} \quad (130)$$

$$A_P = 0,25 \cdot H \cdot \frac{b}{a} \quad \text{kG} \quad (131)$$

$$M_{gP} = A_P \cdot c \quad \text{kGcm} \quad (132)$$

W przypadku gdy belki umocowane są do ścian szybu za pośrednictwem podpór (konsole), powinny być te ostatnie przeliczone na ściskanie i zginanie.

Wskutek agresywnego działania wód, belki przedziałowe ulegają korozji. Dla zabezpieczenia przed nią należy belki powlekać środkami ochronnymi.

Z tablic profili walcowanych dobiera się odpowiedni przekrój ceownika lub dwuteownika W budownictwie szybowym na belki przedziałowe nie używa się profili mniejszych niż [NP 16.

Spośród ceowników stosuje się najczęściej profile [NP 18, 20, 24, 26, 28, 30, a spośród dwuteowników profile [NP 30, 32, 34. Jeżeli przy stosowanych maksymalnych profilach [NP 30 i [NP 34 wytrzymałość ich jest niedostateczna, zmniejsza się odległość pomiędzy poszczególnymi ramami belek z 3 do 2 m.

Obliczenie belek przedziałowych drewnianych

Jak już poprzednio wspomniano drewniane belki przedziałowe stosuje się rzadko w nowo budowanych szybach, spotyka się je jeszcze niekiedy w starych szybach.

Drewniane belki przedziałowe oblicza się na zginanie i na skręcanie, gdyż z powodu mimośrodowego zaczepienia sił zginających dochodzą jeszcze naprężenia skręcające. Belki powinny być liczone z zachowaniem czterokrotnego współczynnika bezpieczeństwa w stosunku do największego obciążenia statycznego przy jeździe ludzi.

Przy obliczeniach belek szybowych drewnianych przyjmuje się że obciążenie statyczne rozkłada się równomiernie na oba ciągi przewodników

$$P = \frac{Q}{2} \quad \text{kG} \quad (133)$$

Przyjmuje się również, że obciążenie jednego ciągu przewodników P rozkłada się równomiernie na wszystkie belki przypadające na długość jednego przewodnika

$$P_1 = \frac{P}{i} \quad \text{kG} \quad (134)$$

Obliczenie wartości reakcji podpór w punktach A i B oraz wyznaczenie maksymalnego momentu zginającego przeprowadza się tymi samymi wzorami, co dla belek stałych.

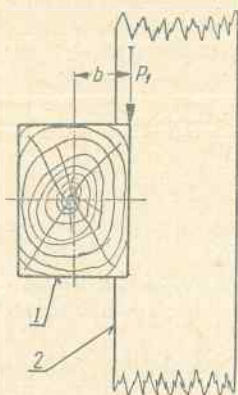
Moment skręcający

$$M_s = P_1 \cdot b \quad \text{kGcm} \quad (135)$$

gdzie

P_1 — obciążenie przypadające na jedną belkę, kG

b — odległość od osi pionowej belki do punktu zaczepienia siły P_1 , cm (rys. 198).



Rys. 198. Szkic do obliczenia belek sztywnych drewnianych
1 — belka, 2 — przewód

Moment zastępczy dla przekroju prostokątnego oblicza się ze wzoru

$$M_z = 0,35 M_g + 0,65 \sqrt{M_g^2 + \left(\frac{3}{2} \cdot \alpha_0 \cdot M_s\right)^2} \quad \text{kGcm} \quad (136)$$

gdzie

α_0 — dla drewna dębowego wynosi

$$\alpha_0 = \frac{\sigma_g}{1,3 \cdot \tau}$$

σ_g — wytrzymałość na zginanie drewna dębowego wynosząca 600 kG/cm²,

τ — wytrzymałość na ściskanie

dąb $\tau_{\text{dopuszczalne}}$ 100 kG/cm²

sosna $\tau_{\text{dopuszczalne}}$ 75 kG/cm²

Napężenie występujące w belce oblicza się ze wzoru

$$\sigma = \frac{M_z}{W} \quad \text{kG/cm}^2 \quad (137)$$

gdzie

M_z — moment zastępczy, kGcm (wzór 136),

W — wskaźnik przekroju na zginanie (dla przekroju kwadratowego $\frac{a^3}{6}$, a dla przekroju prostokątnego $\frac{b \cdot h^2}{6}$ cm³).

Współczynnik bezpieczeństwa

$$n = \frac{\sigma_g}{\sigma} \geq 4 \quad (138)$$

Obliczenie przewodników szybowych

Obliczenie przewodników szybowych można wykonać zarówno na podstawie wyznaczonych obciążeń dynamicznych, jak i statycznych.

W pierwszym przypadku energia kinetyczna opadającego naczynia wyciągowego wraz z jego ciężarem powinna być zrównoważona wytrzymałością przewodników w czasie hamowania. Zależność tę wyrazić można wzorem

$$\frac{Q}{g} \cdot \frac{v^2}{2} + Q \cdot S = W \cdot S \quad (139)$$

gdzie

- Q — ciężar naczynia wydobywczego, kG,
- S — droga hamowania w przewodnikach, m,
- v — szybkość opadania w momencie zadziałania łapadła, m/sek,
- W — siła przeciwna hamowaniu, kG,
- g — 9,81 — przyspieszenie ziemskie, m/sek²

$$W = \frac{\frac{Q}{g} \cdot \frac{v^2}{2} + Q \cdot S}{S} = \frac{Q \cdot v^2}{2 g \cdot S} + Q \quad (140)$$

Przyjmuje się, że dla zadziałania łapadła od momentu zerwania się liny do momentu hamowania potrzebny jest pewien czas oceniany na 1 sek. W momencie zahamowania naczynie wyciągowe posiadać będzie szybkość

$$v = c + g \cdot t \quad (141)$$

gdzie

- c — początkowa szybkość naczynia wydobywczego,
- t — czas opadania.

Drogę swobodnego opadania h wyrazić można wzorem

$$h = c \cdot t + \frac{1}{2} g t^2$$

Oznaczając opóźnienie jako równe j m/sek (przy opuszczaniu ludzi nie przekracza ono zwykle 30 m/sek²) droga hamowania powinna wynosić

$$S = \frac{v^2}{2 \cdot j} \quad (142)$$

zaś siła hamowania W po dokonaniu uproszczeń przyjmie postać

$$W = Q \left(\frac{j}{g} + 1 \right) \text{ kG} \quad (143)$$

Zakładając, że naczynie wyciągowe zawisło na dwu przewodnikach, obciążenie jednego przewodnika wynosić będzie $\frac{W}{2}$.

W przypadku przewodników drewnianych długości 6 m, przytwierdzonych do trzech belek przedziałowych, siła działająca na jedną belkę wynosić będzie $\frac{W}{6}$ kG.

Według poprzednio wymienionych przepisów przewodniki oblicza się na zginanie. W tym przypadku zakłada się, że przylegają one do belek

swobodnie i są obciążone pośrodku odstepu między belkami siłą poziomą H , wynoszącą do 1/12 całkowitego ciężaru naczynia wydobywczego. W obliczeniach uwzględnia się zawsze moment wytrzymałości dostosowany do zmniejszonych wymiarów przewodników o dopuszczalne zużycie. Obliczenia przeprowadza się według następujących wzorów:

Siła pozioma H

$$H = \frac{Q}{12} \text{ kG}$$

Moment gnący

$$M_g = \frac{H \cdot l}{4} \text{ kGcm} \quad (144)$$

Moment wytrzymałości

$$W = \frac{a \cdot b^2}{6} \text{ cm}^3 \quad (145)$$

Wytrzymałość

$$\sigma = \frac{M}{W} \leq \sigma_{dop} \quad (146)$$

gdzie

Q — ciężar naczynia wydobywczego, kG,

l — odstęp między środkami belek, cm,

W — moment wytrzymałości przewodnika o pomniejszonych przez zużycie wymiarach, cm^3 ,

a — większy wymiar przekroju przewodnika po uwzględnieniu zużycia przewodników,

b — mniejszy wymiar przekroju przewodnika.

Dopuszczalną wytrzymałość na zginanie przyjmuje się

dla sosny . . . $\sigma_{dop} = 140 \text{ kG/cm}^2$

dla dębu . . . $\sigma_{dop} = 155 \text{ kG/cm}^2$

dla stali St37.12 . $\sigma_{dop} = 1200 \text{ kG/cm}^2$

Niekiedy przeprowadza się jeszcze sprawdzenie na ściskanie i wyboczenie.

Sprawdzenie na ściskanie. Minimalny współczynnik pewności na ściskanie przyjmuje się

$$n = \frac{k_c}{\sigma_c} \geq 4 \quad (147)$$

gdzie

k_c — dopuszczalne maksymalne naprężenie na ściskanie wynoszące dla drewna sosnowego 280 kG/cm^2 ,

σ_c — rzeczywiste naprężenie ściskające, kG/cm^2 ,

n — współczynnik pewności na ściskanie.

Rzeczywiste naprężenie ściskające σ_c oblicza się ze wzoru

$$\sigma_c = \frac{P}{F} \text{ kG/cm}^2 \quad (148)$$

gdzie

P — obciążenie statyczne jednego ciągu przewodników, kG/cm^2 ,

F — przekrój w stanie zużytym, cm^2 .

Przekrój w stanie zużytym oblicza się

$$F = (b - x) \cdot (a - 2y) \text{ cm}^2 \quad (149)$$

gdzie

a — większy wymiar przewodnika nowego, cm,

b — mniejszy wymiar przewodnika nowego, cm,

x — dopuszczalne zużycie przewodnika na płaszczyźnie przedniej (czołowej) w zależności od obciążenia statycznego przy przewozie ludzi, cm,

y — dopuszczalne zużycie przewodnika na płaszczyźnie bocznej, cm.

Sprawdzenie na wyboczenie:

Dla przewodników o smukłości mniejszej od krytycznej stosuje się wzór Ylinena.

Warunek stosowalności

$$\frac{\varphi \cdot l^2}{\vartheta \cdot P_w} \leq 53,08 \quad (150)$$

gdzie

φ — wskaźnik przekroju (F^2/I); dla kwadratu = 12, dla prostokąta = $12 h/b$,

l — długość przewodnika między sąsiednimi utwierdzeniami, cm,

ϑ — współczynnik utwierdzenia; dla II przypadku utwierdzenia = 1

P_w — obciążenie wybaczące, kG.

Obciążenie wybaczące P_w odpowiada iloczynowi

$$P_w \cdot V \cdot P \text{ kG}$$

gdzie

V — współczynnik pewności na wyboczenie = 4,

P — obciążenie statyczne jednego ciągu przewodników, kG.

Minimalny przekrój w stanie zużytym F_w oblicza się ze wzoru Ylinena

$$F_w = \frac{P_w}{\sigma_r} \left[1 + C_1 \left(\frac{\varphi \cdot l^2}{\vartheta \cdot P_w} \right) + C_2 \left(\frac{\varphi \cdot l^2}{\vartheta \cdot P_w} \right) + C_3 \left(\frac{\varphi \cdot l^2}{\vartheta \cdot P_w} \right)^3 \right] \text{ cm} \quad (151)$$

gdzie

σ_r — maksymalne naprężenie plastyczne, które dla drewna sosnowego można zastąpić przez wartość naprężenia uznaną za niebezpieczną przy pustym ściskaniu (280 kG/cm^2),

$$C_1 = 0,05331$$

$$C_2 = -0,000208$$

$$C_3 = -0,546 \cdot 10^{-6}$$

} stałe charakterystyczne dla sosny

W przypadku gdy $F_w \leq F$, współczynnik pewności na wyboczenie ($V \geq 4$) zostanie dochowany

$$F = (b - x) \cdot (a - 2y) \text{ cm}^2$$

oznaczenia jak poprzednio.

Dla belek o smukłości większej od krytycznej stosuje się wzór Eulera (II przypadek), obowiązujący dla odkształceń sprężystych. Warunek stosowalności

$$\frac{\varphi \cdot l^2}{\vartheta \cdot P_w} > 53,08$$

Zapas pewności na wyboczenie oblicza się wzorem

$$V = \frac{P_F}{P} = \frac{\pi^2 E \cdot I}{P \cdot l^2} \geq 4 \quad (152)$$

gdzie

- E — moduł elastyczności, który dla drewna sosnowego wynosi 96 000 kG/cm²,
- I — najmniejszy moment bezwładności, cm⁴,
- P — obciążenie statyczne jednego ciągu przewodników, kG,
- P_E — obciążenie Eulerowskie, kG,
- l — długość przewodnika między sąsiednimi utwierdzeniami, cm,
- V — współczynnik pewności na wyboczenie = 4.

3. Wykonywanie zbrojenia szybów

Na zbrojenie szybów składają się trzy zasadnicze czynności: przygotowanie elementów zbrojenia na powierzchni, prace przygotowawcze do zbrojenia wykonywane na powierzchni i w szybie, właściwe zabudowanie zbrojenia.

Przygotowanie elementów zbrojenia wykonuje się zazwyczaj centralnie w warsztacie prefabrykacyjnym. Warsztat ten powinien być zaopatrzony w wiertarkę, pilę do cięcia żelaza, frezarkę, szlifierkę, spawarki i urządzenia pomocnicze.

Przed przystąpieniem do wykonywania elementów zbrojenia wykonuje się wzorcowy element, zamontowuje go prowizorycznie, poprawia ewentualne usterki projektu i przystępuje do seryjnego wykonywania. Po przygotowaniu elementów zbrojenia i należyтым oczyszczeniu maluje się je farbą miniową oraz dwukrotnie farbą olejną.

Prace przygotowawcze do zbrojenia szybu

Prace przygotowawcze do zbrojenia szybu związane są z obraną technologią zbrojenia, które może być wykonywane odcinkami od kilku do kilkudziesięciu metrów stopniowo w miarę głębienia szybu lub jednorazowo po ukończeniu głębienia.

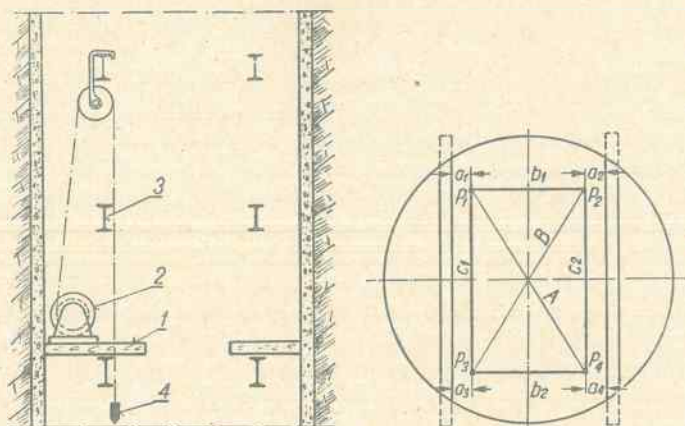
W pierwszym przypadku do zakładania zbrojenia stosuje się ten sam pomost co i dla wykonywania obudowy (p. rys. 80). Pomost ten zawiesza się na linie nośnej, która przechodzi przez krążek umocowany do belki przedziałowej w gardzieli szybu lub do korony wieży.

W drugim przypadku dla zbrojenia szybu zakłada się zwykle specjalny dwupiętrowy pomost zezwalający na równoczesne wykonanie gniazdek w obudowie i zakładanie zbrojenia (p. rys. 81).

Prace przygotowawcze do zbrojenia polegają na zabudowaniu na głębokości 3 do 6 m pod zrębem szybu pierwszej wzorcowej ramy zbrojenia i wykonaniu pomostu dla pomieszczenia kołowrotów pionów dla zbrojenia (rys. 199).

Kolejną czynnością jest wyznaczenie i ustabilizowanie pionów dla zbrojenia. Normalnie dla każdej belki przedziałowej wyznacza się dwa piony. Sposób zawieszenia pionów pokazany jest na rys. 199. Do zawieszania pionów stosuje się linkę stalową ocynkowaną grubości 3 do 6 mm. Linki obciąża się pionami wagi 10 do 80 kG w zależności od głębokości szybu. Po założeniu pionów wyznaczających właściwe kierunki zakładania belek mierniczy powinien sporządzić szkic domiarów od pionów do skraju belki (rys. 200). W czasie zakładania zbrojenia szybu należy się posługiwać tym rysunkiem uwidaczniającym usytuowanie belek w stosunku do pionów.

Linki nośne pionów, jak i same piony, narażone są w szybie na przesunięcia z uwagi na kapiącą wodę, silny przepływ powietrza, ruch urządzeń wydobywczych. W związku z tym wymagają one utwierdzenia co pewną odległość. Czynność tę nazywa się stabilizacją lub przewieszaniem



Rys. 199 (z lewej). Sposób zabudowania kołowrotek do pionów w szybie

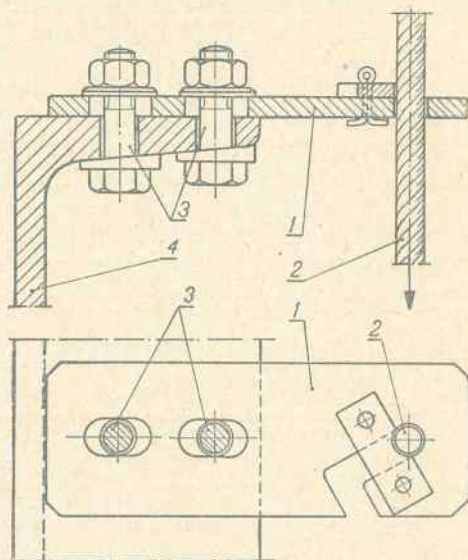
1 — pomost, 2 — kołowrót dla pionu, 2 — belki wzorcowe, 4 — pion

Rys. 200 (z prawej). Szkic domiarów ustalających piony P_1 , P_2 , P_3 , P_4 dla zbrojenia

a_1, a_2, a_3, a_4 — kolejne domiary, A, B — przekątne, b_1, b_2 — długość boku krótszego, c_1, c_2 — długość boku dłuższego

Rys. 201. Ustabilizowanie pionu szybowego

1 — uchwyt ustalający, 2 — pion, 3 — umocowanie uchwytów do belki szybowej, 4 — belka szybowa



pionów. Wykonuje ją mierniczy górniczy. Stabilizację przeprowadza się za pomocą uchwytów przymocowanych śrubami do belek przedziałowych.

Sposób stabilizacji pionów pokazano na rys. 201.

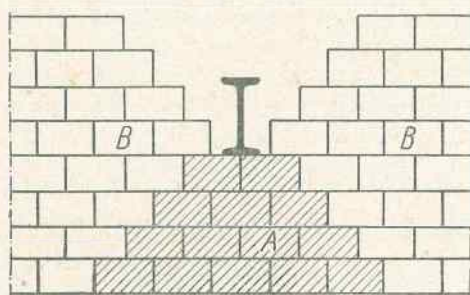
W miarę wykonywania zbrojenia uchwyty ustalające pion należy przemieszczać na niższy bądź na wyższy poziom (zależnie od kierunku zakładania belki). Czynność tę nazywa się przewieszaniem pionów. Wykonywać ją powinien mierniczy co 50 m.

Zbrojenie szybu

Jak już wspomniano, zbrojenie szybu może być wykonywane równocześnie ze wznoszeniem obudowy szybowej odcinkami od kilku do kilkunastu metrów długości w czasie głębenia szybu lub może być zbrojony cały szyb jednorazowo po jego zgłębieniu.

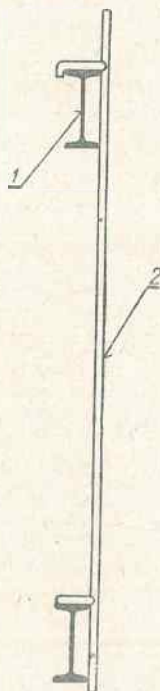
Pierwszy sposób zbrojenia szybów w czasie wykonywania obudowy stosuje się w przypadku głębenia szybu w skałach słabo zwięzłych i przy ręcznym urabianiu.

W tym przypadku po wymurowaniu odcinka muru wysokości około 1,5 m od dna szybu przystępuje się do zabudowania belek. W tym celu wykonuje się partię muru oznaczoną na rys. 202 literą A, a następnie partię B. Po częściowym związaniu muru w partii A układa się belkę



Rys. 202. Sposób obmurowania belki przedziałowej

A — partia muru wcześniej związana, B — partia muru wykonywana po ułożeniu belki



Rys. 203 (z prawej). Sposób ustalania pionowej odległości między belkami przedziałowymi za pomocą szablonu

1 — belka przedziałowa, 2 — szablon

i przy użyciu dwóch pionów nadaje się jej właściwe położenie. Przed wykonaniem tej czynności opuszcza się piony boczne, tj. piony wyznaczające położenie belki. W czasie gdy nie wykonuje się zbrojenia, piony te są podwieszane na belkach, aby uniknąć nagłego zerwania. W celu skrócenia czasu potrzebnego do uspokojenia pionów, przy większych głębokościach zanurza się je w naczyniach z oliwą lub wodą z trocinami. Po uspokojeniu pionów przeprowadza się kontrolę pionowości linek przez

pomiar odległości między poszczególnymi pionami. W przypadku prawidłowego zwisania pionów pomierzone odległości muszą odpowiadać wartościom ustalonym przez miernika.

Pomiaru odległości od krawędzi belki do środka linki (domiaru) dokonuje się kątownikiem z podziałką milimetrową.

Każda belka musi być zabudowywana według pionów dla niej przeznaczonych.

Usytuowanie nowej belki przez pomiar rozpiętości w stosunku do poprzednio założonej belki nie jest dopuszczalne.

Ustalenie belki na odpowiedniej głębokości (poziomie) dokonuje się przez sprawdzanie odstepu między belkami w płaszczyźnie pionowej za pomocą długiego haka (rys. 203) lub łańcucha kalibrowanego. W celu dokładnego zabudowania belki w pionie używa się poziomnicy. Dla prawidłowego ułożenia belki w poziomie należy jako podkładki stosować kawałki blachy.

Belki mogą być zabudowywane tylko przy posługiwaniu się pionami opuszczanymi z wzorcowej belki oraz po każdorazowym skontrolowaniu, czy nie zahaczają one o wystające belki lub pokrycie pomostów w szybie. Pionowanie belek za pomocą pionów przewieszonych przez najbliższe górne belki jest niedopuszczalne, gdyż w przypadku niedokładnego założenia belki górnej, błąd ten zostanie przeniesiony na zakładaną belkę.

Po sprawdzeniu należytego ułożenia belek przedziałowych zalewa się je gęstą zaprawą cementową i wznosi dalej mur szybowy. Świeżo założone belki w niedostatecznie związanym murze mogą ulec przesunięciu wskutek uderzenia kubłem przy wysypywaniu materiałów lub pod ciężarem pomostu przekładanego, jaki bywa używany przy tego rodzaju obudowie. Z tych też względów przez pierwszych kilka godzin po zabudowaniu belek należy mieć je pod obserwacją i nie dopuszczać do ich obciążania albo uderzeń.

Po zabudowaniu belek przedziałowych zakłada się dźwigary pośrednie, a następnie przedział drabinowy oraz opierzenie.

Sposób ten ma tę zaletę, że unika się prowadzenia prowizorycznego przedziału drabinowego, a równocześnie na ostatecznej konstrukcji zbrojenia można zabudować rurociągi i kable używane przy głębieniu szybu.

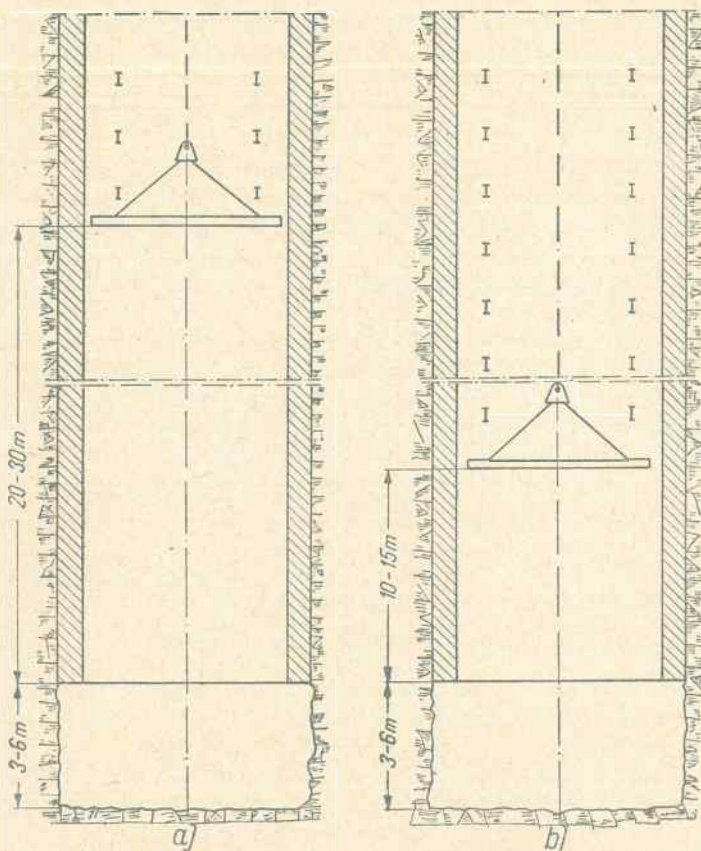
Do zalet tego sposobu należy również zaliczyć lepsze zabetonowanie belek w murze, a tym samym lepsze ich umocowanie w obudowie oraz większą jej szczelność. Poza tym odpada konieczność wykonywania gniazdek. Belki przedziałowe mogą być również wykorzystane jako oparcie pod pomosty okapowe, bezpieczeństwa itp.

Wadą tego sposobu jest przede wszystkim mała wydajność pracy, gdyż obsada przodku musi się kolejno przestawiać z urabiania i obudowy na zbrojenie.

Drugi sposób zbrojenia bywa stosowany powszechnie przy szeregowym głębieniu szybu z prowadzeniem robót strzelniczych oraz wznoszeniem obudowy krótkimi (3 do 5 m) lub długimi (20 do 30 m) odcinkami. Polega on na tym, że (rys. 204) szyb głębi się i obudowuje na głębokość 20 do 30 m. Po wykonaniu obudowy na tym odcinku, przed przystąpieniem do dalszego głębienia, wykonuje się z pomostu wiszącego zbrojenie szybu na odcinku 10 do 15 m, pozostawiając nieuzbrojony w obudowie odcinek około 15 m od przodku. Sposób ten jest obecnie najbardziej rozpowszechniony w polskim budownictwie szybowym. Zapewnia on prowadzenie równocześnie z głębieniem szybu przedziału drabinowego, podwieszanie lutni i rurociągów bezpośrednio na zbrojeniu szybowym. Cechują go

prawie te same zalety i wady co sposób poprzedni. Jako wadę w stosunku do poprzedniego sposobu należy wymienić konieczność wykuwania albo pozostawienia w obudowie gniazdek dla belek przedziałowych. Szczelność obudowy oraz dokładność замуrowania belek jest mniejsza aniżeli w poprzednim sposobie.

Trzeci sposób zbrojenia na całej głębokości szybu stosowany bywa wtedy, gdy szyb jest głębiony krótkimi odcinkami z tymczasowym przedziałem drabinowym lub sposobem równoległym albo szeregowym całkowicie bez zbrojenia i wszystkie urządzenia do głębienia szybu podwieszane



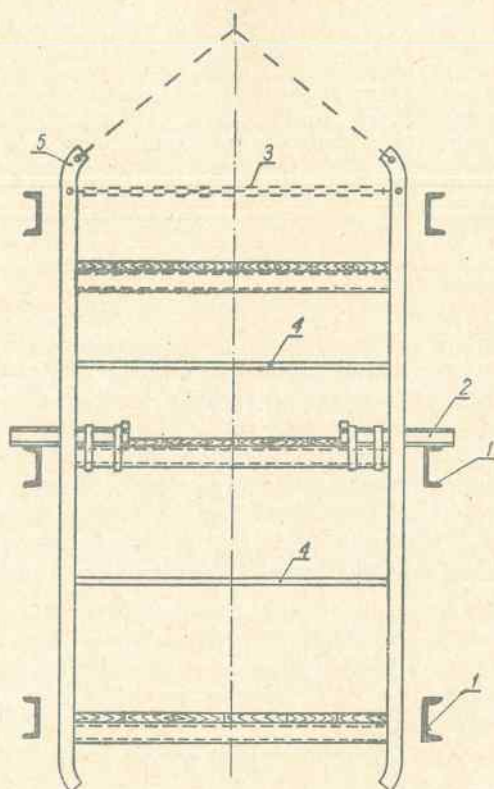
Rys. 204. Odcinkowe zbrojenie szybu

a — szyb przed uzbrojeniem odcinka, b — szyb po uzbrojeniu odcinka

były na linach, a rolę przedziału drabinowego spełniała drabina awaryjna. W tym przypadku zbrojenie wykonuje się ze specjalnego pomostu wiszącego, najczęściej dwupoziomowego, przy czym z dolnego pomostu wykuwa się gniazdka, a z górnego zakłada belki. Gdy w szybie zakładane było zbrojenie tymczasowe, wtedy wpiernw usuwa się je poruszając się z pomostem z dołu do góry, a następnie z góry na dół zakłada się zbrojenie ostateczne. W stosunku do poprzednich sposób ten ma tę zaletę, że zbrojenie może wykonywać wyspecjalizowana drużyna, co podnosi wydajność pracy i jakość robót.

Zakładanie przewodników szybowych

Prowadniki szybowe w zasadzie nie zabudowuje się równocześnie z zakładaniem belek przedziałowych; czynność tę wykonuje się z reguły po ukończeniu zabudowy belek w całym szybie. Prowadniki zakłada się ze specjalnie skonstruowanych pomostów jedno-, dwu- i trzypiętrowych.



Rys. 205. Pomost dla zakładania przewodników
1 — belki przedziałowe, 2 — rygle pomostu, 3 —
ruchoma bariera, 4 — stała bariera, 5 — ślizgi

Stosuje się również zakładanie przewodników z pomostów przekładanych, podobnie jak i belek przedziałowych. Z uwagi na słabe postępy sposób ten jest obecnie rzadko stosowany.

Pomost wiszący służący do zakładania przewodników (rys. 205) ma konstrukcję zezwalającą na przemieszczanie go pomiędzy belkami przedziałowymi zbrojenia.

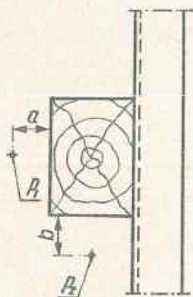
W celu bezpiecznego przemieszczenia zaopatruje się go w ślizgi 5. Pomost opiera się w czasie spoczynku swoimi ryglami 2 na belkach przedziałowych 1.

Prowadniki zabudowuje się zawsze posuwając się z dołu do góry. Kontrolę zabudowania przewodników przeprowadza się za pomocą dwóch domiarów do specjalnie opuszczonych pionów (rys. 206).

Prowadniki powinny być przygotowane na powierzchni. Otwory należy wiercić według szablonu po pobraniu w szybie dokładnej odległości pionowej skrajnych otworów za pomocą taśmy stalowej lub specjalnych przyrządów.

Prowadniki należy opuszczać do szybu na linie wyciągowej po jednej lub dwie sztuki, zawieszone na haku zawiesia za pomocą chomąta, przesuniętego przez otwory w prowadnikach.

Po opuszczeniu prowadników nad górny pomost znajdujący się na nim górnicy kierują prowadniki na właściwe miejsce zabudowania. Następnie przy pomocy górników zatrudnionych na dolnych pomostach



Rys. 206. Sprawdzenie prawidłowości zabudowania prowadników
 a, b — pomiary, P_1, P_2 — położenie pionów

przymocowują prowizorycznie prowadnik liną do belki przedziałowej i po założeniu śrub zwalniają go z zawiesia liny wyciągowej. Po dociągnięciu śrub sprawdzają ostatecznie prawidłowość zabudowania prowadnika, po czym wkręcają podwójne nakrętki na śruby mocujące prowadnik do belki. Połączenia prowadników nie powinny wykazywać nierówności i występów. Przy prowadnikach drewnianych nierówności na połączeniach wyrównuje się heblowaniem, zaś przy prowadnikach stalowych przez szlifowanie za pomocą szlifierki pneumatycznej.

ORGANIZACJA I WSKAŹNIKI TECHNICZNO-EKONOMICZNE GŁĘBIENIA SZYBÓW

1. Projekt organizacji głębienia szybu

Założenia projektowe

Głębienie szybu powinno być w odpowiednim czasie poprzedzone opracowaniem projektu. Projektowanie szybu opiera się na założeniach projektowych ustalanych (opracowywanych) przez inwestora. Na założenia składają się informacje o stosunkach hydrogeologicznych w miejscu głębienia szybu, wymagania co do rodzaju obudowy, jej wodoszczelności, uzbrojenia i wyposażenia szybu, dane dotyczące zabudowy powierzchni przyszybowej, doprowadzenia prądu elektrycznego, wody pitnej i przemysłowej oraz inne.

Powinny być one ujęte według następujących punktów:

Dane hydrogeologiczne:

- przekroje geologiczne przez oś szybu oraz profile otworów badawczych wraz z ekspertyzą hydrogeologiczną,
- dokładny opis warstw, w których szyb będzie głębiony, z podaniem ich miąższości, własności fizyko-mechanicznych, ilości horyzontów wodnych, ciśnienia hydrostatycznego, wielkości dopływu, agresywności wody itp.

Dane dotyczące urządzeń szybowych:

- rysunek tarczy szybowej wraz z opisem i naniesieniem kierunku północno-południowego,
- rysunek i opis przekroju podłużnego szybu wraz ze zbrojeniem.

Dane ogólnotechniczne:

- plan sytuacyjny powierzchni,
- przeznaczenie szybu,
- liczba i głębokość poziomów głównych i wentylacyjnych,
- plany ewentualnie starych wyrobisk w pokładach, które ma przebić szyb,
- ilość przepływającego szybem powietrza świeżego lub zużytego,
- głębokość usytuowania kanałów wentylacyjnych oraz podsadzko-wych.

Plan sytuacyjny powierzchni powinien obejmować najbliższą okolice szybu i zawierać:

- miejsce projektowanego szybu ze współrzędnymi osi szybu,
- niwelację terenu z warstwicami co 0,5 m,
- umiejscowienie budowli ostatecznych związanych z szybem,

- kierunki doprowadzenia przewidywanych rurociągów i kabli,
- drogi dojazdowe, kołowe i kolejowe,
- teren na zwały urobku z szybu,
- kierunek odpływu wody szybowej.

Projekt wstępny

Na podstawie przeanalizowanych założeń projektowych sporządza się projekt wstępny, który powinien obejmować i ustalać:

- lokalizację szybu,
- średnicę szybu ze względu na urządzenia wyciągowe i potrzeby wentylacyjne,
- metodę głębiania szybu,
- przewidywany rodzaj obudowy,
- sposób posadowienia obudowy (odległości stóp szybowych i ich rodzaj),
- głowicę szybu i położenie fundamentów stałej wieży,
- rozmieszczenie podszybia,
- głębokość rząpia oraz zamknięcie szybu.

Średnica szybu powinna być zgodna z:

- Przepisami technicznej eksploatacji kopalń w zakresie dopuszczalnej prędkości przepływu powietrza,
- normami stosowanych przekrojów szybowych,
- normami PN/G-06001 dotyczącymi dopuszczalnej tolerancji w wykonaniu obudowy, przy czym średnicę szybu należy powiększyć o dopuszczalną tolerancję.

Metoda głębiania szybu powinna być zaprojektowana na podstawie analizy stosunków hydrogeologicznych przy uwzględnieniu przesłanek ekonomicznych.

Rodzaj obudowy i jej posadowienie powinno wynikać z analizy stosunków hydrogeologicznych oraz z ustalonej metody głębiania.

Rząp szybu powinien uwzględniać rodzaj urządzenia wyciągowego objętego projektem maszynowym oraz potrzebę zbiornika na wodę i szlam; głębokość rząpia powinna wynosić minimum 3 m.

Korek szybowy powinien być wykonywany z cegły lub z betonu minimalnej grubości 50 cm. W normalnych warunkach ciśnienia wykonuje się go jako płaski, w przypadku ciśnienia hydrostatycznego powinien być zaprojektowany jako płyta sferyczna.

Projekt wstępny powinien zawierać następujące opracowania rysunkowe:

- plan sytuacyjny powierzchni z lokalizacją szybu i projektowanym usytuowaniem budynków tymczasowych dla głębiania (wykonany w podziałce 1 : 1000 lub 1 : 500),
- przekroje podłużne szybu (1 : 250 lub 1 : 500) z usytuowaniem wszystkich wlotów do kanału i do podszybia z ustaleniem cech niwelacyjnych,
- tarczę szybu (1 : 25 lub 1 : 50).

Oprócz powyższych opracowań projekt wstępny powinien zawierać: orientacyjne zestawienie potrzebnych materiałów opracowane na podstawie wskaźników techniczno-ekonomicznych, orientacyjny kosztorys opracowany na podstawie aktualnych cenników i orientacyjny harmonogram robót związanych z głębianiem szybu.

Projekt techniczny

Projekt techniczny głębienia szybu powinien obejmować:

- analizę stosunków hydrogeologicznych,
- opis techniczny,
- rysunki techniczne wykonawcze,
- część technologiczną,
- wskaźniki techniczno-ekonomiczne,
- kosztorys szczegółowy,
- harmonogram robót.

Na podstawie przygotowanych powyżej opracowań istnieje możliwość wykonania projektu organizacji głębienia szybu uwzględniającego wszystkie przedsięwzięcia techniczno-organizacyjne, zmierzające do osiągnięcia najlepszych postępów głębienia szybu.

Projekt organizacji głębienia powinien w szczególności uwzględniać:

- obsadę przodku szybowego i powierzchni przez pracowników fizycznych oraz dozór,
- odpowiednie wyposażenie w sprzęt, materiały i energię,
- ustalenie prawidłowej organizacji wykonania wszystkich czynności przy urabianiu, a w szczególności robót strzelniczych, ładowania i odstawy urobku,
- ustalenie prawidłowej organizacji robót na powierzchni i na dole w czasie wykonywania obudowy,
- ustalenie właściwego powiązania zbrojenia szybu z urabianiem i wykonywaniem obudowy.

Kadry robocze. Na obsadę przodku szybowego składają się:

1. rębacz przodowy,
2. rębacz,
3. młodszy rębacz,
4. ładowacz.

Liczba i skład obsady dołowej zależą od średnicy szybu i charakteru wykonywanych robót. W przypadku wykonywania robót bardziej skomplikowanych i niebezpiecznych, liczba rębaczy i młodszych rębaczy musi być powiększona. Przy normalnym głębieniu szybu przyjmuje się, że liczba ładowaczy powinna dorównywać liczbie pozostałych członków załogi.

Załoga przodkowa może pracować na 3 lub na 4 zmiany.

Norma NPGW-Z-11251-1a określa, że:

- Obsadę dna szybu przy 4-zmianowym systemie pracy należy obliczać dzieląc wartość przekroju szybu w wyłomie przez 3,30. Otrzymana liczba podaje obsadę dna szybu na zmianę.
- Obsadę dna szybu przy 4-zmianowym systemie pracy należy obliczać dzieląc wartość przekroju szybu w wyłomie przez 4,0. Otrzymana liczba podaje obsadę dna szybu na zmianę.

Obowiązujący w górnictwie zbiorowy układ pracy przewiduje, że w przypadku pracy w nieprzemakalnych ubraniach czas pracy w przodku powinien wynosić 420 min, a nie 450 min. Z postanowienia tego wynika, że przy 3-zmianowej pracy przodek szybowy w ciągu jednej godziny w czasie zmian byłby nieobsadzony, co jest niepożądane z uwagi na postęp przodku. Z tych względów korzystniejsze jest stosowanie 4-zmianowego systemu pracy, który daje ciągłą obsadę przodku szybowego. Taka organizacja zatrudnienia na dole zapewnia maksymalne wykorzystanie urządzeń i obsługi pracującej na powierzchni w 3-zmianowym 8-godzinny

systemie pracy oraz zapewnia należyta, nieprzerwaną obsługę urządzeń odwadniających oraz wentylacyjnych. Również dobre wyniki daje praca ciągła, tj. przez wszystkie dni miesiąca. Eliminuje ona zatrzymywanie robót przy głębieniu z powodu świąt i zapewnia lepszą organizację cykli produkcyjnych.

Odpowiedni dobór załogi dołowej, a w szczególności górnika przodowego, stanowi ważny czynnik w osiągnięciu dobrych postępów głębienia szybu. Obowiązki i uprawnienia górnika przodowego przy głębieniu są duże: kieruje on pracą swojej drużyny, rozdziela ją na poszczególnych pracowników i uważa by była wykonana prawidłowo i w odpowiednim czasie. Wszyscy pracownicy przebywający w szybie są mu podlegli i nie mogą opuszczać przodku bez jego zezwolenia. Górnik przodowy powinien tak organizować pracę, by każdy pracownik otrzymywał roboty stosownie do swych umiejętności. Jest on w pełni odpowiedzialny za bezpieczeństwo pracujących z nim ludzi. Z tych też względów górnik przodowy nie powinien wykonywać bieżących czynności, np. ładowania, lecz kierować i pomagać w pracy wskazując miejsce ładowania, sposoby wykonywania obudowy itd. Poza tym przodowy powinien przyjmować materiały. Sygnały z przodku do sygnalisty powinny być w zasadzie podawane przez przodowego. Ciężkie warunki pracy w szybie stawiają wysokie wymagania w stosunku do poszczególnych pracowników. W szybach nie mogą pracować ludzie ze słabym zdrowiem, w szczególności ulegający łatwo przeziębieniom i chorobom reumatycznym. Muszą posiadać dobry wzrok oraz bystrość. Nie nadają się na pracowników szybowych ludzie niemrawi, kaleki, ludzie odczuwający zawroty głowy, lęk przestrzeni, nałogowi pijacy, chorzy na serce, epilepsję czy też duszności.

Przed przyjęciem do pracy dołowej w szybie każdy pracownik powinien być zbadany przez lekarza.

Zatrudnienie pracownika w szybie w charakterze ładowacza może nastąpić po kilkumiesięcznej pracy na powierzchni przy obsłudze szybu. Przed wykonywaniem każdej funkcji powinni oni przejść specjalne przeszkolenie teoretyczne oraz praktyczne.

Oprócz pracowników dołowych zatrudnionych bezpośrednio w przodku, przy pracach głównych w każdym szybie zatrudnia się również pracowników, którzy pracują przy czynnościach pomocniczych bądź całą zmianę, bądź dorywczo w zależności od potrzeby. Do tej kategorii pracowników należą:

- pompierz dołowy,
- sygnalista dołowy,
- kowal dołowy,
- ślusarz dołowy,
- elektrykarz dołowy.

Wymienieni pracownicy powinni również odpowiadać warunkom określonym poprzednio.

Niezależnie od zatrudnionych bezpośrednio przy głębieniu szybów, do obsady szybu należą jeszcze inni pracownicy, których liczba zależy od średnicy szybu. Określa ją norma NPGW-Z-11251-1a. Zgodnie z tą normą obsada powierzchni związana bezpośrednio z głębieniem szybu na dole podana jest w tablicy 123.

Stosowanie dwóch urządzeń wyciągowych albo specjalna technologia wykonywania obudowy narzuca niekiedy indywidualne ustalenie obsady.

Do pracowników zatrudnionych przy głębieniu szybu, a nie związanych bezpośrednio z głębieniem, należą:

- łazienny,
- znaczkarz,
- stróż,
- lampiarz,
- wydawca materiałów,
- goniec,
- sprzątaczką.

Obsadę dozoru stanowią:

- kierownik budowy szybu (inżynier lub doświadczony technik górniczy),
- sztygar oddziałowy górniczy,
- sztygar zmianowy,
- sztygar maszynowy,
- magazynier.

Kierownik szybu pełni służbę na rannej zmianie. Z uwagi na czynności administracyjne ma on do pomocy sztygara zmianowego. Kierownik odbiera raporty od dozoru nocnej zmiany oraz wyznacza zadania dla zmiany popołudniowej. Ma on zatem kontakt osobisty z dozorem wszystkich zmian.

Tablica 123

Obsada powierzchni w zależności od średnicy szybu

Stanowisko pracy	Obsada					
	przekrój szybu w wyłomie, m ²					
	15 do 20	20 do 30	30 do 40	40 do 50	50 do 60	60 do 70
Maszyna wyciągowa . . .	3	3	3	3	3	3
Sprężarka	3	3	3	3	3	3
Sygnalista	3	3	3	3	3	3
Kowal	1	2	2	2	2	2
Pomocnik kowala	1	2	2	2	2	2
Ślusarz	1	2	2	2	2	2
Elektrykarz	1	2	2	3	3	3
Obsługa wysypu	3	3	3	3	3	3
Obsługa kłap pomostu .	3	3	3	3	3	3
Odstawa urobku i do- stawa materiałów z odległości 50 m	6	9	9	12	15	18
Obsługa zwału	3	3	6	6	6	6
Razem	28	35	38	42	45	48

Dozór zmianowy pełni służbę na dole i na powierzchni zależnie od pilności, trudności i stopnia niebezpieczeństwa wykonywanej roboty. W niektórych przypadkach pilnych, niebezpiecznych prac, lub przy wdrażaniu nowej technologii wykonawstwa pożądane jest obłożenie zmiany podwójnym dozorem na dole i na powierzchni.

Wyposażenie w sprzęt, materiały i energię. W projekcie organizacji głębienia szybu powinno być przewidziane obłożenie szybu w sprzęt potrzebny dla uzyskania zaplanowanego postępu głębienia. Szczegółowe obliczenia powinny uzasadniać ilość i charakterystykę koniecznego wyposażenia w sprzęt. Obłożenie powinno obejmować następujące wyposażenie:

- maszynę wyciągową,
- sprężarki,
- kołowrót dla pomostu wiszącego,
- kołowrót dla pomp,
- kołowroty dla lin napinających i urządzeń do betonowania,
- kołowroty dla lutni, drabiny wiszącej,
- kołowroty dla kabli,
- ramę napinającą,
- sanki kierownicze,
- zawiesia kubłowe,
- kubły urobkowe,
- kubły materiałowe,
- kołowroty pomocnicze (np. dla pionów),
- wentylator z lutniami,
- zbiornik powietrza sprężonego,
- betoniarke,
- mieszarkę dla mleka cementowego,
- pompy cementacyjne z osprzętem i rurami,
- pompy wiszące z osprzętem i rurami,
- pompy przodkowe pneumatyczne,
- pompy stacjonarne,
- zbiorniki wodne,
- urządzenia dźwigowe,
- lokomotywa albo inne środki odstawy urobku,
- wozy, platformy pod kubły,
- wyposażenie kuźni i warsztatu,
- przenośniki budowlane,
- silosy na cement,
- przyrządy pomiarowe,
- ładowarki szybowe z kołowrotami.

Projekt organizacji powinien podawać przewidywane zużycie podstawowych materiałów wsadowych w okresie miesięcznym oraz konieczny zapas tych materiałów w okresie letnim i w okresie zimowym. Niezależnie od powyższego szyb powinien być wyposażony w materiały po-

L.p.	NAZWA CZYNNOSCI	CZAS TRWANIA CZYNNOSCI		LICZBA GÓRNIKÓW WYKONUJĄCYCH CZYNNOSCI	ZMIANA I													
		godz.	min.		6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
1.	Zjazd i wyjazd zalogi.	-	40	8	—													
2.	Opuszczenie i wydaw. narzędzi.	-	20	4	-													
3.	Wyznaczenie otw. strzałow.	-	10	2	-													
4.	Przyłączenie węży do młotów pneumatycznych.	-	10	8	-													
5.	Wiercenie otworów.	4	40	8		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
6.	Ładowanie otworów.	-	40	3														
7.	Podłączanie otworów.	-	30	3														
8.	Wyjazd strzałowego z pomocą.	-	10	3														
9.	Podciąganie pompy	-	10	-														
10.	Odpalanie i przewiercenie przodku.	-	30	-														

Rys. 207. Cyklogram robót strzelniczych

mocnicze niezbędne do utrzymania ruchu. Sposób dostawy materiałów wsadowych powinien znaleźć miejsce w projekcie organizacji głębienia. Należy przy tym przewidzieć nie tylko transport materiału na plac przyszybowy, lecz również w obrębie tego placu do punktu przygotowania (zaprawa i beton) oraz od punktu przygotowania do kubła.

Dotyczy to również przewozu urobku na zwał. Należy ustalić liczbę potrzebnych wozów lub wywrotek samochodowych.

Projekt organizacji powinien przewidywać zaopatrzenie wszystkich odbiorników w szybie w dostateczną ilość energii elektrycznej.

Zaopatrzenie szybu w wodę również nie powinno być przeoczone w projekcie organizacji. Powinna być zabezpieczona zarówno dostawa wody przemysłowej, jak i pitnej. Pożądane jest, aby na placu szybowym wybudowany był zbiornik wody o pojemności 50 do 100 m³, który spełniać będzie rolę pomocniczego zbiornika w przypadku awarii pomp zasilających, albo braku wody w ujęciu, co się niekiedy zdarza w okresie zimowym i letnim. Zbiornik ten spełnia również rolę basenu przeciwpożarowego.

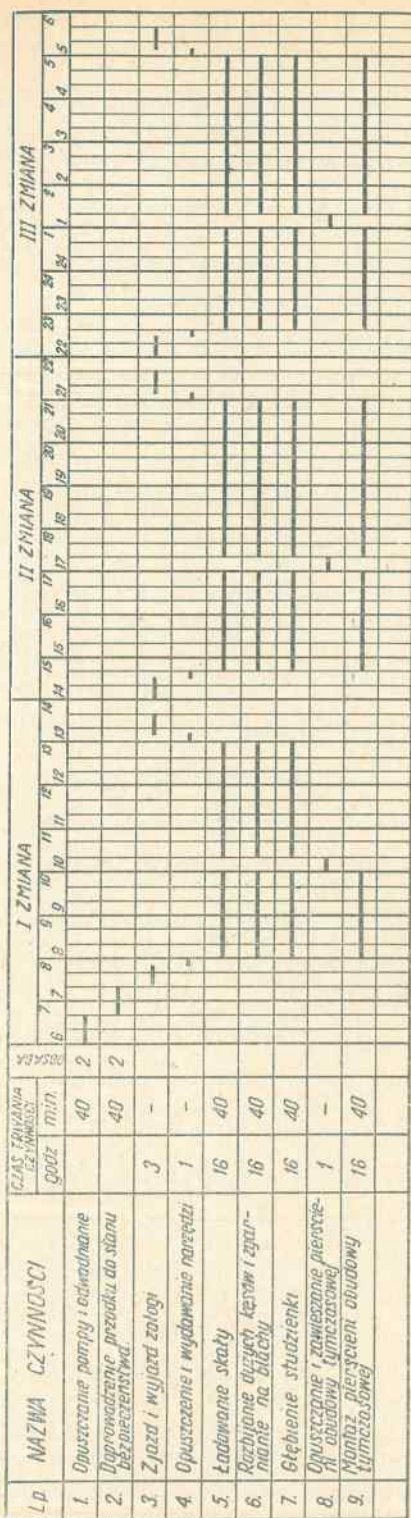
Organizacja cykliczności robót przy głębieniu. Jak już wspomniano poprzednio można wydzielać przy głębieniu trzy zasadnicze rodzaje robót:

- urabianie skały,
- wznoszenie obudowy ostatecznej,
- zbrojenie szybu.

Roboty te mogą być wykonywane kolejno (szeregowo) lub też w przypadku równoległego sposobu głębienia — równocześnie.

Przyjmuje się, że pracochłonność robót głębienia, obudowy i zbrojenia układu się w stosunku 6 : 3 : 1.

Dla zapewnienia należytego postępu głębienia szybu konieczne jest ustalenie w projekcie organizacji budowy szybu dokładnego rozkładu



Rys. 208. Cyklogram ręcznego ładowania skały

poszczególnych czynności w czasie, jak również czasu trwania urabiania, obudowy i zbrojenia zabierki. Uskutecznić to można przez opracowanie cyklogramu pracy.

Podstawowym elementem tego opracowania jest cykl głębienia, tj. nieprzerwanie powtarzający się w ustalonym okresie zespół robót wchodzących w zakres czynności głębienia.

Lp.	CZYNNOŚCI	LICZBA LUDZI	CZAS w CYKLU	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	1	2	3	4	5	6
	ZMIANA			I				II				III				IV												
1.	Rewizja urządzeń wydobywczych	—	10	1/20																								
2.	Zjazd ludzi	9	90	1/20					10	1/20					10	1/20					10	1/20						10
3.	Opuszczanie sprzętu	9	10	1/10																								
4.	Rozmieszczenie otworów	2	30	1/30																								
5.	Połączenie węży do młotków	2	20	1/20					30	1/20																		
6.	Wiercenie otworów	9	300																									
7.	Wydaw. sprzętu nabijanie otworów	6	30								30	1/20																
8.	Wyjazd ludzi i podciąganie pompy	3	20								20	1/20																
9.	Odszraść	—	20								20	1/20																
10.	Przewietrzanie przadku	—	30										30	1/20														
11.	Rewizja urządzeń	2	10									10	1/20															
12.	Zabezpieczenie przadku	2	20									20	1/20															
13.	Zjazd załogi	9	20										20	1/20														
14.	Opuszczenie i wydaw. sprzętu	9	10										10	1/20	2/10					3/40							3/40	
15.	Urabianie i ładowanie	9	920																									
16.			%																									
17.	Wyjazd ludzi	9	50												20	1/20						10	1/20					20
18.	Inne																											

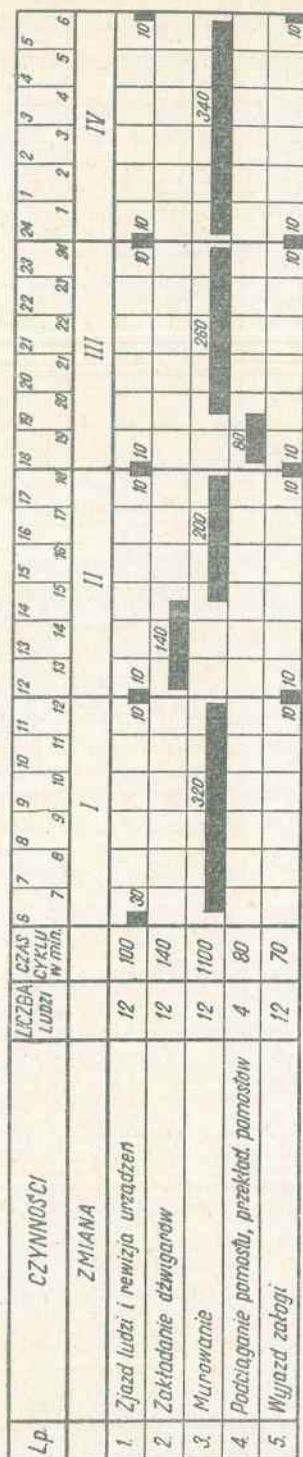
Rys. 209. Cyklogram urabiania i ładowania skały przy prowadzeniu robót strzelniczych

Lp	CZYNNOŚCI	LICZBA LUDZI	CZAS w CYKLU	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	1	2	3	4	5	6
	ZMIANA																											
1.	Rewizja urządzeń wydobywczych	20	20																									
2.	Zjazd ludzi	90	20																									
3.	Opuszczanie sprzętu	10	10																									
4.	Rozmieszczenie otworów																											
5.	Połączenie węży do młotków	10																										
6.	Wiercenie otworów																											
7.	Wydaw. sprzętu nabijanie otworów																											
8.	Wyjazd ludzi i podciąg. pompy																											
9.	Odszraść																											
10.	Przewietrzanie przadku																											
11.	Rewizja urządzeń																											
12.	Zabezpieczenie przadku																											
13.	Zjazd załogi																											
14.	Opuszczanie i wydaw. sprzętu																											
15.	Urabianie i ładowanie	1310																										
16.	Obudowa tymczasowa																											
17.	Wyjazd ludzi	70																										
18.	Inne																											

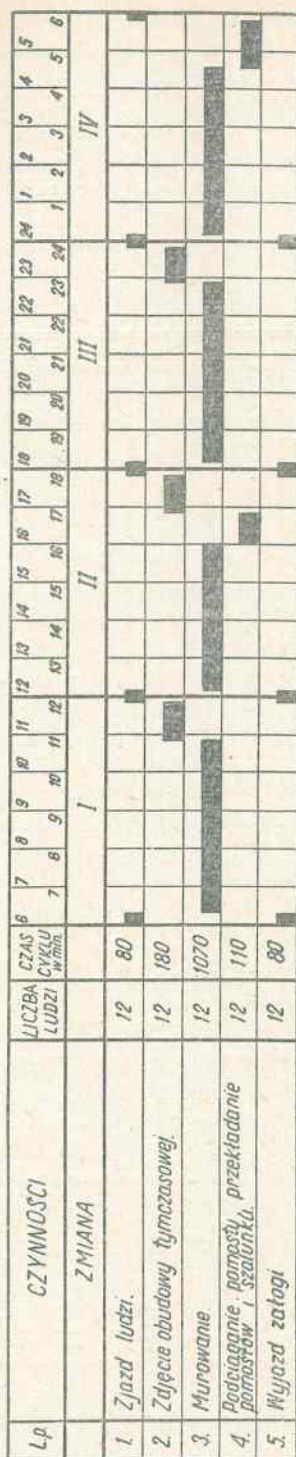
Rys. 210. Cyklogram urabiania i ładowania skały przy urabianiu młotkami mechanicznymi

Przy opracowywaniu cyklogramu urabiania należy ustalić liczbę zmian roboczych, następnie dokonać wyboru okresu cyklu.

Obecnie przyjmuje się za najwłaściwszy okres wykonania cyklu jedną dobę (24 godziny). Opracowanie cyklogramu urabiania wymaga uprzedniego sporządzenia cyklogramów takich czynności zasadniczych, jak robót strzelniczych, ładowania skały i czynności pomocniczych.



Rys. 211. Cyklogram murowania krótkimi odcinkami z równoczesnym zbrojeniem szybu



Rys. 212. Cyklogram wykonywania obudowy betonowej, ceglanej lub betonowej długimi odcinkami

CZYNNOŚCI	POSTĘP		DNI MIESIACA																														
	dz. mies.	331/1000 NVINZ	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	
Głębienie	347	69																															
Posadowienie stóp	5																																
Opuszczanie pomostu, ramy nap. itd.	1																																
Rezerwa	3																																
Murowanie	347	74																															

Rys. 213. Harmonogram miesięczny głębienia szybu metodą równoległą

Lp	CZYNNOŚCI	RAZEM m	DNI MIESIACA																														
			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31
1.	Głębienie	45	30			30			30			30			30			30			30			30			30			30			30
2.	Murowanie	45	30			30			30			30			30			30			30			30			30			30			30
3.	Zbrojenie	45	30			30			30			30			30			30			30			30			30			30			30
4.	Kamary, stopy																																
5.	Roboty uboczne																																
6.	Uwagi																																
			Projektowano 45 m/miesiąc																		-----Wykonano 44,02m/miesiąc												

Rys. 214. Harmonogram wykonawczy głębienia szybu sposobem zwykłym z urabianiem ręcznym

Przy opracowaniu cyklogramów poszczególnych czynności należy się posługiwać znanymi normami obłożenia, wydajnościami poszczególnych urządzeń oraz danymi charakterystycznymi szybu. Należy więc sporządzić wzorcowy cyklogram robót strzelniczych (rys. 207), cyklogram ładowania skały (rys. 208) i na ich podstawie opracować zbiorczy cyklogram urabiania i ładowania skały. W przypadku prowadzenia robót strzelniczych cyklogram ten przyjmie postać przedstawioną na rys. 209 i będzie inny niż przy urabianiu skał za pomocą młotków mechanicznych (rys. 210).

Przy wykonywaniu obudowy w zależności od rodzaju obudowy oraz sposobu jej wykonywania (długimi czy krótkimi odcinkami) układ cyklogramów będzie inny.

Na rys. 211 przedstawiono cyklogram wykonywania obudowy z cegły lub betonitów krótkimi odcinkami, a na rys. 212 cyklogram wznoszenia obudowy betonitowej, ceglanej lub betonowej długimi odcinkami.

Przy zbrojeniu szybu układ cyklogramu będzie również inny w zależności od tego, czy zbrojenie zakładane jest równocześnie ze wznoszeniem obudowy, z pewnym opóźnieniem lub też całkowicie po ukończeniu głębienia szybu.

Na podstawie opracowania cyklogramów poszczególnych operacji istnieje możliwość sporządzenia zbiorczego miesięcznego harmonogramu robót. Przykład takiego harmonogramu przedstawiono na rys. 213. Zarówno harmonogramy jak i cyklogramy są bardzo pożyteczne dla ustalenia prawidłowej organizacji pracy i osiągnięcia lepszych postępów. Na ich podstawie można z góry rozplanować i ustalić tok robót, rozdzielać odpowiednio obsady załogi, materiałów i sprzętu. Spełniają one również doniosłą rolę w kontrolowaniu postępu przodku i uchwyceniu odchyleń od planowanego wykonawstwa poszczególnych czynności. Widoczne jest to na przykładzie przedstawionym na rys. 214.

Analiza harmonogramów wzorcowych głębień daje podstawy do przeprowadzania usprawnień i podniesienia postępów w innych szybach.

2. Harmonogram całości robót głębienia szybu

Głębiecie szybu jest robotą podstawową budowy nowej kopalni lub otwieraniu nowego poziomu. Z tych też względów właściwe ustalenia harmonogramu całości robót jest sprawą zasadniczą. Sporządzenie harmonogramu następuje po rozeznaniu drogą wierceń badawczych warunków hydrogeologicznych. Następnie na podstawie uzyskiwanych aktualnie postępów głębienia oraz czasu trwania poszczególnych czynności ustala się harmonogram całości robót.

Lp	NAZWA ROBOTY	LATA				
		1	2	3	4	5
1.	Wiercenie badawcze	—				
2.	Roboty przygotowawcze	—				
3.	Głębiecie szybu		—	—	—	—
4.	Włoty do podszybia			—	—	—
5.	Zbrojenie szybu i zakład prowadn.					—

Rys. 215. Harmonogram całości robót przy głębieniu szybu

W skład tego harmonogramu wchodzi zasadniczo następujące prace:

1. wiercenia badawcze,
2. roboty przygotowawcze do głębienia,
3. głębienie szybu,
4. wykonywanie wlotów do podszybia,
5. zbrojenie szybu i zakładanie przewodników.

Przykład takiego harmonogramu przedstawiono na rys. 215.

3. Przykłady szybkościowego głębienia szybów

Głębienie szybów dla nowej kopalni zajmuje, jak wiadomo, 45 do 65^{0/0} ogólnego czasu potrzebnego do budowy kopalni. Stąd też istnieje tendencja do wzmoczenia tempa głębienia szybów, gdyż przez to osiąga się przyspieszenie budowy kopalni i rozpoczęcia wydobywania.

W ostatnich latach w górnictwie światowym osiągnięto duże postępy w zakresie przyspieszenia szybkości budowy szybów. Te dodatnie wyniki osiągnięto przede wszystkim dzięki stosowaniu do głębienia szybów maszyn wyciągowych o dużej mocy i kubłów o dużej pojemności, mechanicznych urządzeń do ładowania skały, wysoko wydajnej technologii wykonywania obudowy oraz prowadzeniu robót według ścisłych cyklogramów.

Przykłady szybkościowych głębień służą do analizy stosowanych gdzieindziej metod głębienia i przyczyniają się do przeprowadzenia szeregu usprawnień w metodach dotychczas stosowanych.

W Polsce w okresie powojennym poważny rozwój górnictwa wymagał wybudowania dużej liczby nowych szybów. Wobec braku odpowiedniego sprzętu, szczególnie w pierwszym dziesięcioleciu, uzyskiwane postępy głębienia, jak już poprzednio wspomniano, nie były zadowalające. W miarę modernizacji sprzętu wyniki stają się coraz lepsze. W budowie kopalni zasadniczą rolę odgrywa całość budowy szybu poczynawszy od wierceń badawczych aż do założenia przewodników włącznie, stąd też uzyskiwane bezpośrednio przy głębieniu szybu rekordowe wyniki muszą być odniesione do okresu całości budowy szybu łącznie z robotami przygotowawczymi i robotami wykończeniowymi.

Z podzielenia całego czasu trwania tych robót przez liczbę metrów zgłębnionego szybu uzyskuje się wskaźnik tzw. handlowego postępu głębienia szybu. Wskaźnik ten jest miarą, na której można opierać opracowanie harmonogramu budowy całej kopalni.

Należy jednak stwierdzić, że wyniki uzyskiwane bezpośrednio przy głębieniu szybów mają doniosły wpływ na postęp handlowego głębienia szybu, jak również na koszty budowy. Z tych też względów podano niżej kilka przykładów szybkościowego głębienia szybów z praktyki zagranicznej i krajowej.

Głębienie szybu wentylacyjnego kopalni Butowska-Głubokaja (Z S R R)

W marcu 1957 r. w czasie głębienia szybu wentylacyjnego kopalni Butowska-Głubokaja osiągnięto światowy rekord postępu miesięcznego, uzyskując 241,1 m głębienia i obudowy szybu.

Do głębienia tego szybu zastosowano specjalny komplet wyposażenia.

Wypożyczenie to zezwalało na równoległe głębienie szybu i wykonywanie obudowy z żelbetowych tubingów.

Urządzenie do głębienia szybu obejmowało części składowe:

- Obsłonę długości 19,2 m przemieszczaną w całości w ślad za posuwającym się przodkiem w miejsce obudowy tymczasowej.
- Ładowarki o zwiększonej wydajności typu KS-3.
- Pomost wiszący w połączeniu z pomostem napinającym i cylindryczną osłoną dla podwieszania tubingów.
- System przeciwwag zezwalający na równomierne przemieszczenie pomostu wiszącego wraz z cylindryczną osłoną przy równoczesnym skróceniu czasu przemieszczania do minimum.
- Dwupiętrowy pomost zezwalający na betonowanie przestrzeni poza tubingami równocześnie z głębieniem szybu.
- Prasy hydrauliczne dla szybkiego rozparcia pomostu wraz z osłoną o ściany szybu.
- Wykorzystanie środkowego piętra pomostu napinającego dla równoczesnego z głębieniem szybu podwieszania tubingów.
- Stałe urządzenie dla rozprowadzenia powietrza sprężonego w szybie.
- Elektryczną sygnalizację i telefoniczną łączność.

Charakterystyka urządzeń technicznych zastosowanych do głębienia szybu i niektóre wskaźniki techniczne przedstawiają się następująco:

Średnica szybu w świetle, m	7
Średnica szybu w wyłomie, m	8
Całkowita głębokość szybu, m	1016
Czas jednego cyklu głębienia, godz.	6
Maksymalne tempo głębienia m/mies	240
Obudowa ostateczna: tubingi żelbetowe typu Wszeczwiązkowego Naukowego Instytutu Badawczego Organizacji Metod Budownictwa Kopalń w Charkowie (typ WNIOMSXS)	
Sposób głębienia szybu:	równoległy
Łączny ciężar pomostu napinającego z osłoną, t	113
Typ i ilość ładowarek: sześciolopatkowe KS-3, szt.	5
Wysokość osłony cylindrycznej, m	19,2
Ciężar pomostu napinającego liny prowadnicze, t	30
Wysokość napinającego pomostu, m	8
Liczba lin napinających, szt.	10
Typ kołowrotu do napinania	PRŁ-15
Typ kołowrotu do centralnego podwieszenia pomostu napinającego	ŁP-45

Urządzenie hydrauliczne dla unieruchomienia pomostu napinającego:

Liczba pras hydraulicznych, szt.	4
Pompa hydrauliczna, szt.	1
Ciężar wiszącego pomostu dla betonowania przestrzeni poza tubingowej, t	18

Maszyny wyciągowe dla urobku:	
dwubębnowa maszyna $2 \times 4 \times 1,7$, szt.	1
jednobębnowa maszyna $1 \times 4 \times 2,5$, szt.	1
jednobębnowa maszyna typu BM $\frac{3000}{2020}$, szt.	1
Pojemność kubłów urobkowych, m ³	2
Maszyna wyciągowa dla materiałów:	
jednobębnowa maszyna typu BM $\frac{3000}{2020}$ — 2, szt.	1
Pojemność kubłów materiałowych, m ³	1,5
Średnica lutni wentylacyjnych, mm	700
Maksymalne zużycie powietrza sprężonego, m ³ /min	82
Typ wind dla podwieszania przewodów powietrza sprężonego i wody	PRŁ-35

Projekt robót przygotowawczych do głębenia szybu i jego wyposażenia wykonano w czasie od listopada 1955 r. do lutego 1956 r. Rozmieszczenie urządzeń do głębenia pokazano na rys. 216.

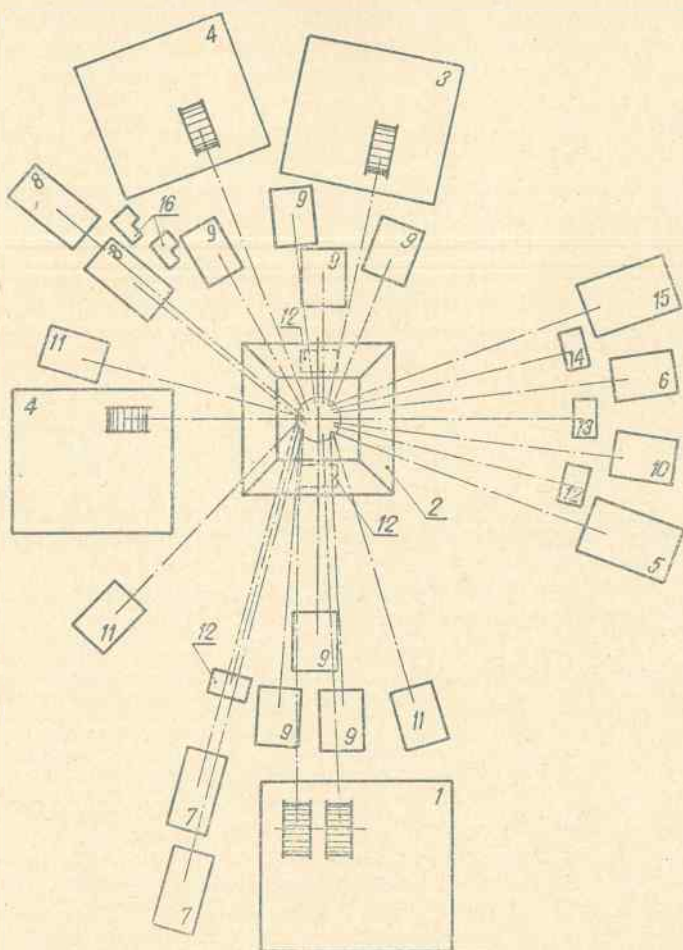
Roboty przygotowawcze do głębenia szybu i głowicy wykonano w czasie od stycznia do września 1956 r. W pierwszym miesiącu głębenia, w październiku 1956 r., uzyskano postęp głębenia 97 m.

W dniu 1 marca szyb osiągnął głębokość 352,2 m, zaś w końcu tego miesiąca 593,3 m.

Opis działania urządzeń dla głębenia i obudowy szybu. Podstawowym elementem urządzenia jest metalowa cylindryczna osłona przedstawiona na rys. 217.

Składa się ona z 9 pierścieni; dolnego — tzw. noża, trzech pierścieni normalnych, pierścienia środkowego o wzmocnionej konstrukcji, z kolei trzech normalnych i górnego pierścienia o wzmocnionej konstrukcji. Dolny pierścień — nóż ma na celu obcinanie przy opuszczaniu osłony w dół niewielkich występów skalnych. Górny pierścień jest na sztywno złączony ze średnim piętrem pomostu napinającego. Każdy pierścień osłony składa się z około 40 szt. elementów stalowych szerokości 0,5 m i wysokości 1 m połączonych ze sobą śrubami. Trzypiętrowy pomost napinający złączony opisaną wyżej osłoną przeznaczony jest dla podwieszania żelbetowych tubingów stanowiących obudowę szybu. Górne piętro pomostu spełnia rolę ochronnego, środkowe służy do prowadzenia obudowy szybu. Jest ono równocześnie elementem nośnym całego pomostu napinającego. Na tym piętrze umocowane jest podwieszenie centralne oraz dziesięć lin napinających. Zamocowane pod środkowym piętrem prasy hydrauliczne służą do rozparcia pomostu wraz z osłoną o ściany szybu. Na dolnym piętrze pomostu umieszczone są kołowrotki typu Cz-2 dla podwieszania ładunków chwytakowych oraz zamocowane są lampy reflektorowe typu Swiet-600 oświetlające przodek szybowy. Po każdym cyklu urabiania skały pomost napinający wraz z cylindryczną osłoną opuszcza się w dół, oswobodzając przez to równocześnie ściany szybu dla zabudowania tubingów.

Opuszczanie pomostu uskutecznia się za pomocą centralnej liny i windy typu PRŁ-45 oraz zluзовanych lin napinających umocowanych do pomostu. Dodatkowe podwieszenie pomostu napinającego i osłony na



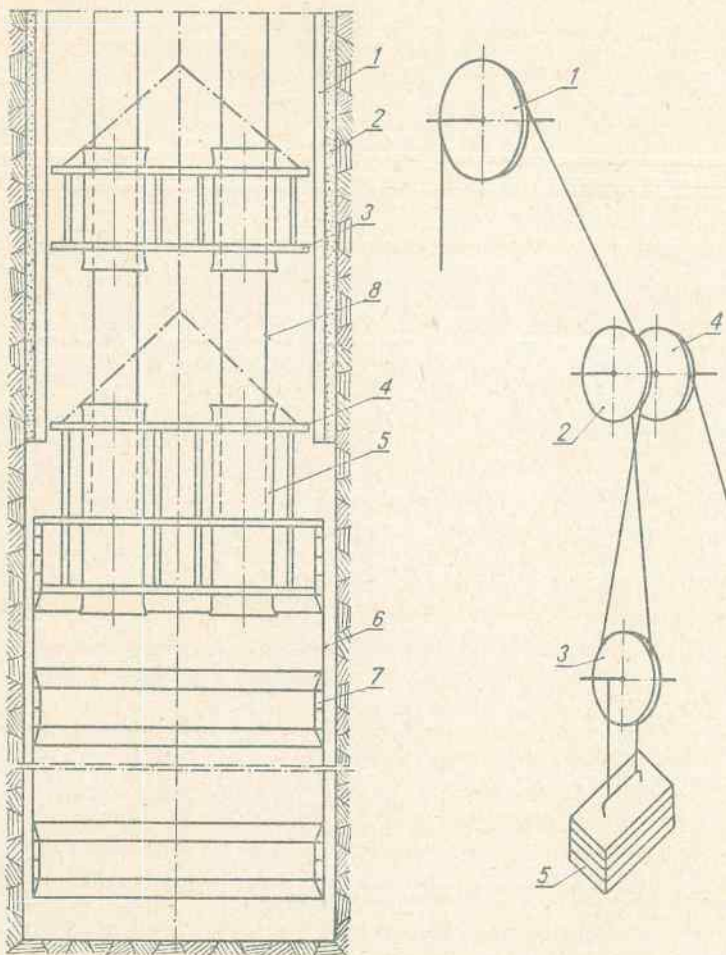
Rys. 216. Rozmieszczenie urządzeń do głębinienia szybu Butowska-Głębokaja

- 1 — maszyna wyciągowa $2 \times 4 \times 1,7$, 2 — wieża stalowa o wysokości 19,1 m, podstawie 15×15 , 3 — maszyna wyciągowa $1 \times 4 \times 2,5$, 4 — maszyna wyciągowa BM-3000 ($2020 \times 1,5$), 5 — kołowrót dla pomostu wiszącego, nośność 35 t, 6 — kołowrót dla pompy, nośność 15 t, 7 — kołowrót dla podwieszenia lutni, nośność 35 t, 8 — kołowrót dla podwieszenia rur powietrza sprężonego, nośność 35 t, 9 — kołowrót do napinania lin przewodniczych, nośność 15 t, 10 — kołowrót dla wyciągu awaryjnego, nośność 15 t, 11 — kołowrót dla lin napinających, nośność 15 t, 12 — kołowrót dla podwieszania tubingów, nośność 5 t, 13 — kołowrót dla kabla oświetleniowego, nośność 5 t, 14 — kołowrót dla kabla strzelniczego, nośność 5 t, 15 — kołowrót dla centralnego podwieszenia pomostu napinającego, nośność 45 t, 16 — wentylator

linach napinających poprzez system przeciwwag powoduje odciążenie pomostu oraz ułatwia przemieszczanie jego w szybie.

Każda z dziesięciu lin napinających (rys. 218) umocowana jest pod środkowym piętrem w klinowym uchwycie. Stąd lina idzie na tarczę 1 znajdującą się na platformie wieży szybowej tuż pod kołami linowymi.

Po opasaniu tarczy lina przechodzi na następną tarczę 2 zabudowaną na stalowej konstrukcji zmontowanej obok wieży szybowej. Po przejściu przez tę tarczę lina przechodzi w dół, obejmuje wiszącą na niej tarczę 3 i przechodzi w górę na kolejną tarczę 4 zmontowaną również na stalowej konstrukcji przy wieży. Stąd lina przechodzi w dół na bęben windy PRŁ-15.



Rys. 217 (z lewej). Głębienie szybu Butowska-Głubokaja z zastosowaniem metalowej cylindrycznej osłony

1 — tubingi żelbetowe, 2 — beton za tubingami, 3 — pomost wiszący do cementacji, 4 — pomost napinający, 5 — przełoty dla kubłów, 6 — cylindryczna osłona, 7 — pierścienie wzmacniające osłonę, 8 — liny napinające (prowadniki linowe)

Rys. 218 (z prawej). Sposób odciążenia lin napinających

Na tarczy zawieszzonej na linie przewodniczej podwieszono są za pomocą specjalnej konstrukcji płyty przeciwwagi 5. Ciężar jednej żelazo-betonowej płyty wynosi około 1100 kg. Dzięki temu urządzeniu napięcie lin przewodniczych zależne jest bezpośrednio od ciężaru przeciwwagi i równa się połowie jej ciężaru. Zadanie wind ogranicza się do popuszczania lin z nawiniętego na bęben zapasu. W celu wyrównania ciężaru liny, w miarę

pogłębiania szybu dodaje się na każde 100 do 120 m po jednej płycie o ciężarze 1100 kg. Pozostały nie zrównoważony ciężar pomostu napinającego i cylindrycznej osłony umożliwia opuszczenie pomostu i osłony. Opuszcza się je za pomocą kołowrotu wolnobieżnego typu ŁP-45, do którego przymocowana jest centralna lina nośna. Na konstrukcji przeciwstaw zamontowane jest elektryczne urządzenie blokujące, składające się z dwóch wyłączników krańcowych dla dolnego i górnego położenia przeciwstaw.

Przy przejściu nawet jednej z przeciwstaw przez górne krańcowe położenie wyłącznik wyłącza windę ŁP-45 i windy PRŁ-15. W tej sytuacji windy wolnobieżne PRŁ-15 i windę ŁP-45 można włączyć tylko dla opuszczania przeciwstaw. Przy przejściu przeciwstaw przez dolne krańcowe położenie cały proces odbywa się odwrotnie. Działanie wyłączników krańcowych sygnalizowane jest świetlnie i akustycznie.

Zastosowanie powyższych urządzeń zmniejszyło znacznie czas opuszczania cylindrycznej osłony. Wynosi on dla opuszczania osłony o 2 do 2,5 m (długość jednego cyklu) około dwóch minut.

Pomost wiszący dla pikotazu tubingów i betonowania pustek poza tubingami zawieszany jest na kołowrocie PRŁ-35 powyżej pomostu napinającego. Przemieszczanie jego jest niezależne od ruchu pomostu napinającego.

Technologia głębiania szybu. Warunki hydrogeologiczne. Szyb wentylacyjny kopalni Butowska-Głębokaja przechodził piaskowce o wskaźniku wężkości w skali Protodiakonowa $f = 8$ do 10, wapienie o $f = 10$ do 11, łupki piaszczyste o $f = 5$ do 6 i łupki ilaste o $f = 4$ do 5.

Kąt nachylenia warstw 6 do 8°. W utworach karbońskich występował metan. Całkowity dopływ wody do szybu na głębokości 500 m wynosił 20 m³/godz. Spływającą po obudowie wodę w górnej części szybu chwytało dwoma rynnami i sprowadzono do komory na poziomie 41,5 m. Bezpośredni dopływ wody do przodku wynosił około 6 m³/godz. Przodek odwadniano kłębami, przy czym wodę do kłęba podawano pneumatycznymi pompami wirnikowymi typu NPP-1.

Dla załadowania skały do kłęba stosowano ładowarki typu KS-3 o pojemności chwytaka 0,14 m³ podwieszanych na kołowrotach Cz-2, ustawionych na niższym piętrze napinającego pomostu. Liczba ładowarek w szybie wynosiła 5 szt. Dla ułatwienia prowadzenia ładowarek liny, na których były one zawieszane, przepuszczano przez dodatkowe koło zamontowane pod średnim piętrzem pomostu. Dla każdej ładowarki wydzielano określoną powierzchnię dna szybu, z której ona zbierała skałę.

Do wiercenia otworów strzałowych stosowano wiertarki pneumatyczne typu OM-506 oraz koronki uzbrojone w węgliki spiekane o ostrzu w kształcie litery T.

Powietrze sprężone o ciśnieniu 7 atn podawano ze sprężarek umieszczonych w odległości około 700 m od szybu rurami średnicy 250 mm. W szybie powietrze sprężone dochodziło rurami średnicy 100 mm do górnego piętra pomostu napinającego. Tam przez giętki wąż i oddzielnik wody dochodziło powietrze do kolistego zbiornika wykonanego z rur o średnicy 100 mm i znajdującego się na niższym piętrze pomostu. W tym zbiorniku znajdował się rozdzielacz z 32 odprowadzeniami wyposażonymi w kurki. Do odprowadzeń tych przyczepiano węże dla zasilania ładowarek, kołowrotów Cz-2 i wiertarek pneumatycznych.

Przewietrzanie pomostu odbywało się za pomocą dwóch wentylatorów typu IGDAN przez lutnie o średnicy 700 mm.

Głębianie szybu (urabianie i obudowę) prowadzono zgodnie z cyklogramem. Przewidywał on zamknięcie czterech cykli na dobę, przy czym jeden cykl daje zarówno w urabianiu jak i w obudowie 2,1 m (rys. 219).

Obsada przodku na zmianę przy urabianiu wynosiła 19 górników. Cykl roboty zaczynał się od doprowadzenia przodku do bezpiecznego stanu po strzelaniu i wybieraniu skały odstrzelonej na poprzedniej zmianie. Każdą z ładowarek KS-3 obsługiwało 2 ludzi. Przy wymianie kubłów

Wyszczególnienie czynności	Czas trwania operacji w cyklu		Zmiana I					Zmiana II					Zmiana III					Zmiana IV									
	godz	min	5	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	1	2	3	4	5	6
Opuszczenie ludzi i narzędzi	0	10	-							-						-						-					
Doprowadzenie przodku do stanu bezpiecznego	0	10	-							-						-						-					
Ładowanie i wydobywanie skały	3	40	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Wiercenie otworów strzałowych	1	40			-							-					-							-			
Wydanie sprzętu do wiercenia opuszczanie M-W	0	10					-						-					-							-		
Ładowanie otworów strzałowych	0	35						-					-						-						-		
Wyjazd ludzi, przygotowanie do odpalenia, odpalenie	0	15							-					-						-						-	
Przewietrzanie	0	10								-					-						-						-
Zawieszanie tubingów, urabianie szwów, zapewnianie betonem przestrzeni za tubingami	5	15	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	

Rys. 219. Cyklogram organizacji robót przy głębianiu szybu wentylacyjnego kopalni Butowska-Głubokaja

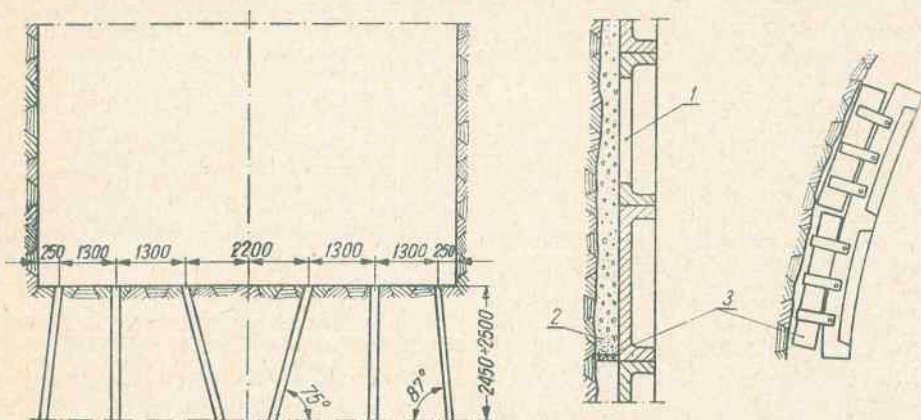
zatrudnionych było 4 do 5 ludzi, przy nadawaniu sygnałów 3, a przy wyrównywaniu ścian szybu 1 do 2 ludzi. Czas wybierania skały z odcinka 2,1 m wysokości wynosił 3 do 3,5 godz. Z chwilą wybrania skały z części przodku przystępowano do wiercenia otworów strzałowych. Dla każdego z górników przydzielano z góry odpowiednie otwory strzałowe. W piaskowcach wiercono ogółem 52 otwory strzałowe i rozmieszczono je w czterech pierścieniach. W łupkach liczba otworów wynosiła 40, rozmieszczonych w trzech pierścieniach. Średnica otworów wynosiła 56 mm a głębokość 2,5 m (rys. 220).

Po ukończeniu wybierania skały pracowało w przodku równocześnie 21 wiertarek, przy czym na okres pełnego wiercenia wzmocniano załogę w przodku częścią załogi zatrudnionej przy zabudowywaniu tubingów. Jako materiał wybuchowy stosowano 62% dynamit w nabojach ϕ 45 mm. Przybitkę wykonywano z ziarnowego żużla. Ładowanie otworów wykonywało 14 górników. Czas tej czynności wynosił 30 do 40 min. Przewietrzanie przodku po strzałach trwało 10 min. Średnie zużycie materiału wybuchowego na 1 m³ skały w caliznie wynosi 1,2 kg. Współczynnik wykorzystania otworów średnio 0,87. Przodek przewietrzano dwoma wentylatorami przy użyciu lutni ϕ 700 mm.

Wykonywanie obudowy szybu. Jak już wspomniano szyb obudowywano tubingami żelbetowymi. Zawieszanie tubingów odbywało się równolegle z głębieniem, przy czym tubingi podwieszano z góry w dół. Prace tę wykonywano ze środkowego piętra pomostu napinającego. Przy obudowie na sześciogodzinnej zmianie zatrudnionych było 9 ludzi. Z tej liczby 7 podwieszało tubingi, 1 uszczelniał spoiny między tubingami i 1 wypełniał puste przestrzenie poza nimi.

Tubingi podawał na pomost wyciąg materiałowy. Podwieszanie tubingów wykonywano jedną z czterech wind typu ŁP-5 zabudowanych na powierzchni. Jedna winda obsługiwała 1/4 obwodu szybu. Przy bezpośrednim podwieszaniu tubingów zatrudnionych było 3 ludzi. W czasie zawieszania tubingów sprawdzano ich położenie pionem centralnym.

Poziome łączenie tubingów wykonywano na śruby. Śruby dokręcano posługując się mechanicznymi kluczami. Na podwieszenie dwóch pierścieni używano średnio 3,5 do 4,5 godz. Szczeliny (spoiny) między poszczególnymi tubingami zapelniano szybkowiązącą zaprawą cementową.



Rys. 220 (z lewej). Schemat rozmieszczenia otworów strzelowych w szybie wentylacyjnym kopalni Butowska-Głubokaja

Rys. 221 (z prawej). Schemat zalewania zaprawy za kolumnę tubingów żelbetowych

1 — okno w tubingach żelbetowych, 2 — warstwa trocin, 3 — tzw. podłoga z desek

Po podwieszeniu piętnastu pierścieni przeprowadzano cementację przestrzeni poza tubingami. W tym celu co piętnasty pierścień zabudowywano specjalnie tubingi z oknami. Pod szesnastym pierścieniem w czasie jego zabudowywania dawano od strony skały płaskowniki żelazne (rys. 221), na których układano deski i zasypywano je 20 do 30 cm warstwą trocin zarzuconą od góry cegłami. Po wykonaniu tej czynności okna w tubingach zakładano cegłą i przystępowano do tłoczenia zaprawy w pustą przestrzeń poza tubingami. Ostatnią czynność wykonywano ze specjalnego pomostu wiszącego. Zaprawę cementową dla wypełnienia przestrzeni poza tubingami przygotowywano na powierzchni w specjalnych mieszadłach korytkowych. Stąd rurami ϕ 130 mm zaprawa spływała pod własnym ciśnieniem w dół szybu, gdzie przez wąż pancerny podawano ją bezpośrednio poza tubingi. W każdym cementowanym odcinku pierwsze 3 m zapełniano szybkowiązącą zaprawą o stosunku cementu do piasku 1 : 1. Jako środek przyspieszający wiązanie stosowano dodatek 5% chlorku wapnia w stosunku do wagi cementu. Ostatnie 12 metrów betonowano stosując zaprawę o stosunku cementu do piasku 1 : 10 do 1 : 15.

Uwagi ogólne. Całkowita obsada załogi wynosiła 260 ludzi, z których 120 było zatrudnionych na dole a 140 na powierzchni. Pracę dozorował jeden inżynier zmianowy na dole i jeden na powierzchni.

Szyb był obficie wyposażony w maszyny. Zastosowanie trzech maszyn do ciągnięcia urobku i jednej do obudowy oraz mechanizacja szeregu czynności wymagały zabudowania blisko 30 sztuk kołowrotów o nośności od 5 do 45 ton.

Park samochodowy dla transportu skały na hałdę, znajdującą się w odległości około 1 km, dowozu tubingów i materiałów wynosił na zmianę kilkadziesiąt samochodów i dźwigów.

Głębianie szybu pomocniczego kopalni Nowo-Butowka ZSRR

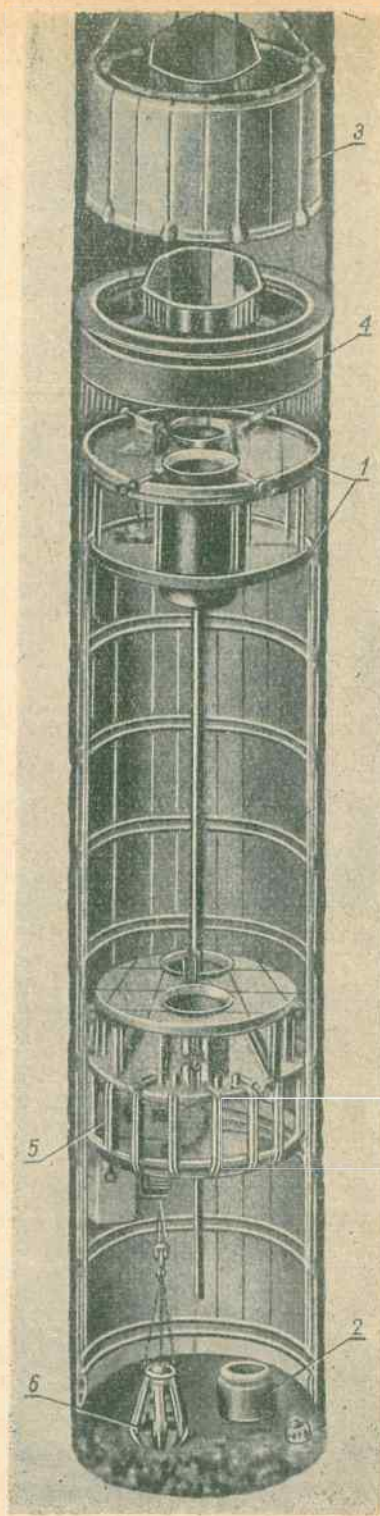
Uzyskany w tym szybie w kwietniu 1959 r. postęp głębiania wynoszący 264,6 m przewyższył dotychczasowy rekord głębiania 254,2 m, uzyskany w sierpniu w 1957 roku w kopalni Free Steit Saaiplass (Południowa Afryka). Szyb pomocniczy kopalni Nowo-Butowka o projektowanej głębokości 565 m i średnicy w świetle 5,5 m głębiony był przede wszystkim w piaskowcach o wskaźniku zwężłości Protodiakonowa $f = 6$ do 10 (52%) oraz w łupkach ilasto-piaszczystych o wskaźniku zwężłości $f = 4$ do 6 (43%). Średni dopływ wody wynosił 170 do 250 l/min. Obudowę szybu grubości 500 mm wykonywano z szybkowiązającego betonu. Prace przygotowawcze do uruchomienia głębiania trwały 5 miesięcy. Głębianie szybu wykonywano zespołem KS-1M. Zastosowano wieżę stalową rozbiebną wysokości 20,7 m o rozstawie świateł wynoszącym 15×15 m. Dla ciągnięcia skały kłębami samowyladowczymi o pojemności 3 m³ zabudowano dwie jednośladowe maszyny wyciągowe typu NKMZ z silnikami mocy 860 kW. Liny wyciągowe stosowano konstrukcji nieodkrętniej ϕ 37 mm. Łączna osiągnięta wydajność maszyn wynosiła 72 m³ urobku na godzinę. Skały urabiano materiałami wybuchowymi. W łupkach wiercono 30 otworów strzałowych głębokości 2,9 do 3,0 m, a w piaskowcach 36 otworów głębokości 2,0 m. Ładunki odpalano zapalnikami zwłocznymi — w łupkach otwory 1 do 4 w kolejności pierwszej, 5 do 14 w drugiej i 15 do 30 w trzeciej. W piaskowcach otwory 1 do 5 w pierwszej kolejności, 6 do 17 w drugiej oraz 18 do 36 w trzeciej kolejności.

Otwory wiercono wiertarkami udarowymi typu PR-30 oraz RR-24 ŁS. Powietrze sprężone w ilości 40 m³/min dostarczały cztery sprężarki. Średnica rurociągu powietrza sprężonego w szybie wynosiła 150 mm. Do wiercenia stosowano żerdzie ze stali sześciokątnej o średnicy 25 mm oraz koronki w kształcie litery T o średnicy 53 mm. Jako materiał wybuchowy stosowano dynamit 67% o średnicy ładunku 45 mm. Na przybitkę używano przesiany ziarnowy żużel. Zużycie dynamitu na 1 m³ skały w caliznie wynosiło dla łupków 1,00 kg i 1,43 kg dla piaskowców. Średni współczynnik wykorzystania otworów wynosił w łupkach 0,92, w piaskowcach 0,84. Przy wierceniu otworów strzałowych w łupkach zajętych było przy 12 czynnych wiertarkach 13, a w piaskowcach 17 wiertaczy (4 ludzi przychodziło do tej pracy z obudowy).

Wysokie tempo głębiania szybu zostało uzyskane przede wszystkim dzięki zastosowaniu zespołu KS-1M, zezwalającego na mechanizację wszystkich operacji przy urabianiu skały i wznoszeniu obudowy ostatecznej. W skład zespołu (rys. 222) wchodziły: stalowa osłona wysokości

21,3 m (zewnętrzna średnica 57,30 mm), ciężar 45 t, dwupiętrowy pomost napinający sztywnie połączony z osłoną i tworzący z nią jedną całość. Pomost wraz z osłoną podwieszany był na dwóch linach 47,5 i 52 mm do dwóch kołowrotów typu ŁP-35/800. Do pomostu umocowano również cztery liny napinające obciążone na powierzchni przeciwwagami o ciężarze 20 T. Przy opuszczaniu lub podciąganiu następował odpowiedni ruch ciężarów (p. rys. 218). Pomost opierał się o ścianę szybu za pomocą czterech dźwigników. Ciężar pomostu wynosił 17,5 t. Na górnym piętrze zainstalowany był sprzęt dla sygnalizacji i oświetlenia, na dolnym zaś zamontowano urządzenie pneumatyczne dla zasilania przodku w powietrze sprężone. Górne i dolne piętra połączone były rurami przepustowymi z odpowiednimi krzywkami dla kierowania ruchem kulebów samowyladowczych. Część składową zespołu stanowiła przemieszczana karetką. Stanowiła ona konstrukcję nośną dla urządzenia do mechanicznego ładowania skały, a przede wszystkim dla okężnej suwnicy, wysięgnika, kabiny operatora i urządzeń dla napędu i sterowania ładowarką.

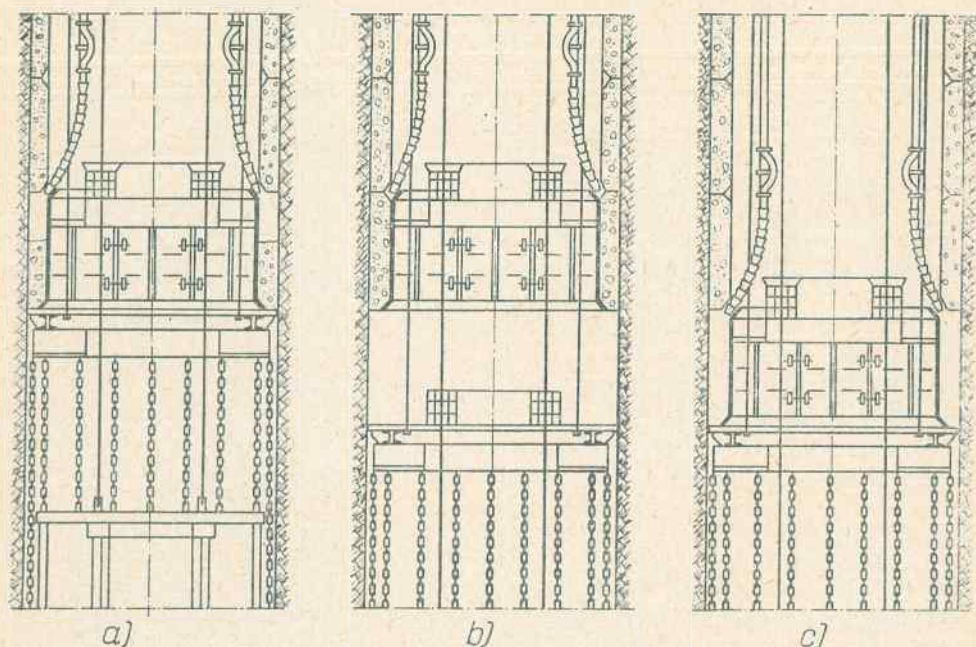
Dalszą część składową zespołu stanowiło metalowe skrzydłowe deskowanie wysokości 3,2 m. Składało się ono ze szkieletu i 16 skrzydeł. Szkielet zamontowany był z dwóch pierścieni połączonych ze sobą ośmioma prętami. Na każdym pręcie zawieszano po dwa skrzydła. W górnej części deskowania zbudowany był okężny balkon dla obsługi. Deskowanie to zawieszano na czterech linach ϕ 30 mm do kołowrotów ŁP-5/500 ustawionych na powierzchni. Poniżej deskowania umieszczono pierścień oporowy przeznaczony do piktazu szczeliny pomiędzy szalowaniem a



Rys. 222. Schemat zespołu typu KS-1M do głębinienia szybu Nowo-Butowka

1 — dwupodestowy pomost napinający, połączony sztywnie ze stalową osłoną, 2 — kubeł samowyladowczy o pojemności 3 m³, 3 — odeskowanie do betonowania, 4 — pierścień oporowy z balkonem, 5 — urządzenie sterownicze do ładowania skały, 6 — chwytak typu KS2 o pojemności 0,38 m³

ściankami szybu. Pierścień ten otoczono również metalowym balkonem. Pierścień podwieszony był osobno na trzech linach ϕ 50 mm i do kołowrotów ŁP-5/500, ustawionych na powierzchni. Rozparcie i centrowanie pierścienia oporowego uskutecziano trzema dźwignikami śrubowymi. Ciężar skrzydłowego deskowania i metalowego wieńca oporowego wynosił około 15 t. Schemat mechanicznego wznoszenia obudowy przedstawiony jest na rysunku 223. Szyb przewietrzano wentylatorem stacjonarnym i lutniami o ϕ 700 mm. Czas przewietrzania wynosił 8 do 10 min. Wodę przenikającą do szybu chwytało do rynien i odprowadzano do komory, skąd pompy stacjonarne wydawały ją na powierzchnię.



Rys. 223. Schemat zmechanizowanego wznoszenia obudowy szybu Nowo-Butowka
a — przy twardnieniu dolnej warstwy, b — oderwanie i opuszczanie pierścienia oporowego,
c — oderwanie i opuszczanie szalowania

Obsada załogi dołowej wynosiła 56 ludzi (14 na zmianę). Harmonogram robót przewidywał wykonanie czterech cykli na dobę, przy postępie w piaskowcu 2,0 m, w łupkach 2,7 m w ciągu cyklu. Pracę w przodku rozpoczynano od przewietrzania i doprowadzenia go do stanu bezpiecznego oraz odpuszczenia urządzenia do ładowania. Następnie przystępowano do ładowania skały. Przy tej czynności zatrudnionych było pięciu ludzi; operator ładowarki i jego pomocnik oraz trzech ludzi w przodku przy przepinaniu kubłów. Na ładowanie i oczyszczenie przodku zużywano w jednym cyklu przeciętnie 3 godziny 43 minuty. W tym czasie wydawano 46 do 59 kubłów. Czas wiercenia 1 m otworu wynosił w łupkach 2 do 3 min, w piaskowcach 5 min. Odwiercane otwory uzbrajano w ciągu 30 min, po czym zmiana wyjeżdżała i odpalano ładunki materiału wybuchowego. Pełny cykl wykonywano w ciągu 6-godzinnej zmiany. Najlepszy czas wykonania cyklu wynosił 4 godz 30 min.

W miarę postępu przodku w ślad za stalową osłoną opuszczano skrzydłowe odeskowanie. Obudowę wykonywano równolegle z wyłomem. Do

obudowy stosowano szybkowiązący beton na portlandzkim cemencie marki 400 z 5% dodatkiem chlorku wapnia i 2% dodatkiem gipsu w stosunku do wagi cementu. Beton przyrządzano na ziarnowym żużlu o maksymalnym uziarnieniu 40 mm. Betonową mieszaninę przewożono wywrotkami z centralnej betoniarni położonej w odległości 7 km.

Tablica 124

**Techniczne wskaźniki szybkościowego głębenia szybu
w Nowo-Butowka**

Wskaźnik	Wielkość
Srednica szybu	
w świetle	5,5 m
w wylomie	6,5 m
Postęp głębenia na miesiąc	264,6 m
Ułożono betonu	2650 m ³
Wykonano cykli	115
Wydobyto skały (w caliznie)	8800 m ³
Zużyto dynamitu ogółem	11,7 t
Robocizna (nakład pracy)	1722 robzm.
Wydajność robocza na zmianę	
w jednostkach gotowego szybu	15,3 cm
w objętości wydobytej skały	5,1 m ³
w kubaturze szybu w świetle	3,65 m ³
Srednie wykonanie norm pracy	171,8%
Wykonanie normatywu głębenia	264%
Nakłady pracy	
ogółem	744 godz
na jeden cykl	6 godz 28 min
Przestoje	74 godz 45 min
Czysty czas pracy	669 godz 15 min
w tym:	
— ładowanie skały	427 godz 55 min
— wiercenie otworów	91 godz 15 min
— uzbrajanie otworów	75 godz
— inne operacje	75 godz 0,5 min
Sredni postęp	
— na cykl	2,3 m
— na dobę	8,5 m

Tablica 125

**Zestawienie porównawczych technicznych wskaźników szybkościowego głębenia
szybów w Nowo-Butowka i w Południowej Afryce**

Wskaźnik techniczny	Dane szybkościowego głębenia szybu				
	ZSRR			Południowa Afryka	
	szyb nr 5/6 im. Kalinina III. 1955	Butowska Głubokaja III. 1957	Nowo- Butowka IV. 1959	Monarch IX. 1955	Free Stett Saaipass IX. 1957
Uzyskany miesięczny postęp głębenia gotowego szybu, m	201,1	241,1	264,6	232,7	252,17
Sredni przekrój w świetle, m ²	23,8	38,5	2,8	15,95	54,4
Robocizna (nakład pracy), robzm	3295	3180	1740	7680	7565
Wydajność pracy rębaczy na 6-godz. zmianę					
kubatura szybu w świetle, m ³	1,45	2,75	3,65	0,47	1,39
w jednostce gotowego szybu, cm	6,1	7,2	15,50	2,93	2,5

Przy wykonywaniu betonowej obudowy pracowało czterech ludzi na dwie zmiany, dwóch dopilnowywało równomierności podawania betonu a dwóch innych było zajętych przy zagęszczaniu betonu za pomocą wibratorów. W ciągu 3 godz po ułożeniu beton osiągał wytrzymałość na ściskanie równą 7 kG/cm^2 . Wykonanie obudowy na pełną wysokość odeskowania (3,2 m) trwało zwykle 7,5 godz, przy czym układano 30 m^3 betonu.

Postęp wyłomu nie był zależny od wznoszenia obudowy i w razie potrzeby obudowa mogła być wykonana szybciej. Dane charakteryzujące główne techniczne wskaźniki szybkościowego głębienia podano w tabelicy 124.

Zestawienie porównawcze zasadniczych wskaźników technicznych przy rekordowych głębieniach szybu w ZSRR i Południowej Afryce podano w tabelicy 125.

Głębienie szybu A (Polska)

Konieczność przyspieszenia budowy kopalń w Polsce stała się bodźcem do organizowania szybkościowych głębień. Wobec stosunkowo skromnego parku maszynowego przy prowadzeniu tych robót szybkościowych oraz pozostałych głębień szybów na nich wzorowanych, kierowano się głównie usprawnieniami organizacyjnymi. Wskazują na to podane niżej przykłady głębienia szybu A oraz szybu B.

Dane techniczne szybu A:

Średnica szybu w świetle 5,0 m, przekrój $19,64 \text{ m}^2$. Projektowana głębokość szybu 365 m. Obudowa szybu murowana grubości 0,51 m na zaprawie cementowej 1:3. Średnica szybu w wyłomie 6,12 m, przekrój $29,42 \text{ m}^2$. Przekrój obudowy murowanej $9,78 \text{ m}^2$. Uzbrojenie szybu ogranicza się do wykonania przedziału drabinowego, gdyż szyb wyposażony będzie w prowadniki linowe.

Warunki geologiczne: Pod siedmiometrowym nadkładem zalegają warstwy karbońskie składające się w 46% z łupków i w 44% z piaskowców, o zwięzłości według skali Protodiakonowa $f = 3$ do 6. W przekroju geologicznym zalega 16 pokładów węgla stanowiących 10% miąższości górotworu. Nachylenie warstw jest zmienne i waha się w granicach 13 do 40° .

Warunki hydrogeologiczne są korzystne, gdyż dopływ wody z warstw do głębokości około 50 m, wynoszący około 400 l/min, został uchwycony, a dopływ z warstw niżej leżących wynosił około 20 l/min.

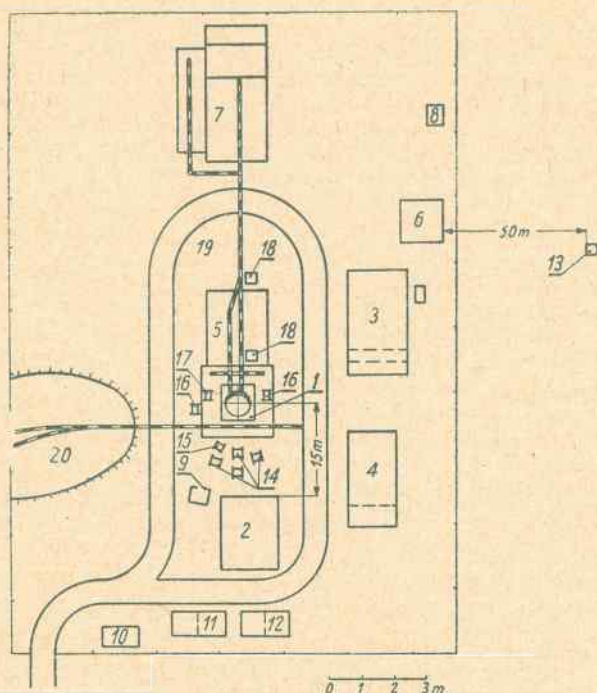
Główne urządzenia do głębienia szybu:

- Wieża nadszybowa drewniana o rozstawie $11,4 \times 11,4 \text{ m}$, wysokości 19,3 m.
- Urządzenie wyciągowe składające się z dwucewowej maszyny wyciągowej mocy 150 kW z napędem elektrycznym, kubłów pojemności $1,0 \text{ m}^3$ prowadzonych w normalnie używanych prowadnikach linowych, utwierdzonych do czterech wciągarek ręcznych pięciotonowych. Maksymalna szybkość jazdy z urobkiem 6 m/sek. z ludźmi 4 m/sek.
- Dwie sprężarki o wydajności $23,0 \text{ m}^3/\text{min}$ i $17,5 \text{ m}^3/\text{min}$, przy ciśnieniu 6,5 atn.
- Wentylator odśrodkowy z napędem elektrycznym o wydajności $460 \text{ m}^3/\text{min}$ i depresji 120 mm słupa wody.

- Jeden kabel wspólny strzelniczy i oświetleniowy $2 \times 10 \text{ mm}^2$ samonośny, zawieszony na windzie kablowej.
- Rurociąg do odwadniania o średnicy 100 mm dla zapewnienia ciągłości ruchu w przypadku większego dopływu wody.
- Dwa przenośniki szerokości 500 mm, długości 15 m każdy do transportu materiałów budowlanych na powierzchni. Transport skały na zwał odbywał się ręcznie w wozach pojemności 1 m^3 .
- Dwie betoniarki pojemności 400 l każda do przygotowania zaprawy cementowej.

Pomostu wiszącego nie stosowano.

Zagospodarowanie placu budowy przedstawia rys. 224; związane z tym roboty przygotowawcze zostały wykonane w ciągu 4 miesięcy.



Rys. 224. Zagospodarowanie placu budowy szybu A

1 — wieża do głębinienia, 2 — maszyna wyciągowa, 3 — sprężarki pneumatyczne i transformator, 4 — budynek administracyjno-gospodarczy, 5 — szopa przyszybowa, 6 — zbiornik wodny, 7 — szopa na cement, 8 — magazyn smarów i olejów, 9 — wentylator, 10 — portiernia, 11 — magazyn, 12 — stolarnia, 13 — magazyn materiałów wybuchowych, 14 — kołowroty lin kierowniczych, 15 — kołowrót pomostu do zbrojenia, 16 — kołowroty do ładowarek ŁCH-235, 17 — kołowrót kabla oświetleniowego, 18 — betoniarka, 19 — skład materiałów budowlanych, 20 — zwał

Organizacja robót. Organizację robót oparto na następujących zasadach:

- Wprowadzono pracę na 4 zmiany po 6 godzin dla pracowników dołowych.
- Wprowadzono ciągłą pracę (przez wszystkie dni miesiąca).

Cyklogram opracowano dla sześciometrowego odcinka szybu z tym

zastrzeżeniem, że ma być on zgłębiany w czasie dwóch cykli wykonanych w ciągu doby. Szczegółowe czynności w cyklu przedstawia rys. 225.

Obłożenie:

Przodek szybu (6 godzin na 4 zmiany)

rębacze	4 · 3	= 12
ładowacze	4 · 5	= 20
Razem		32

Powierzchnia (8 godzin na 3 zmiany)

maszyniści wyciągowi	3 · 1	= 3
sygnaliści	3 · 1	= 3
obsługa sprzętarek	3 · 1	= 3
odwóz skały	3 · 10	= 30
cieśle	2 · 1	= 2
ślusarze, elektrykarze	3 · 2	= 6
inni (łaźnie, stróże, transport zewnętrzny)		= 10
Razem		57

Ogółem pracowników fizycznych

89

Dozór:

Kierownik robót		1
Sztygarzy zmianowi	4 · 1	= 4
Sztygar maszynowy		= 1
Razem		6

Ogółem pracowników

95

Założono: wydajność wiercenia otworów strzałowych jednej wiertarki — 7,4 m/godz, wydajność ładowania jednej ładowarki — 12 m³/godz skały luźnej, postęp urabiania 1 m na zmianę 6-godzinną. Postęp murowania 1,5 m na zmianę 6-godzinną. Postęp zbrojenia 5,0 m na zmianę 6-godzinną.

Przebieg głębiania. Przebieg głębiania przedstawiał się następująco:

Urabianie: Wiercono otwory strzałowe wiertarkami udarowymi typu ciężkiego (30 kg). Do strzelania używano dynamitu z 28% zawartością nitro związków trudnozamarzalnego, o średnicy ładunku 32 mm z wodoszczelnymi zapalnikami zwłocznymi z opóźnieniem o 1 sek. W celu uniknięcia niewypałów stosowano podwójny nabój udarowy. Jako przybłki używano piasku i zwiercin. Odstrzał wykonywano za pośrednictwem automatu strzałowego z sieci prądu zmiennego 220 V.

Współczynnik wykorzystania otworów strzałowych w zależności od rodzaju skał wahał się od 0,90 do 0,95.

Do ładowania urobku używano dwu pneumatycznych ładowarek szybowych chwytakowych o wydajności do 12 m³/godz skały luźnej każda, zawieszonych na dwu oddzielnych kołowrotach umieszczonych na powierzchni. Obudowy tymczasowej nie stosowano (rys. 226).

Obudowa: Mur szybowy zakładano na odstrzelonym i tylko częściowo wybranym i wyrównanym urobku. Po wyrównaniu piaskiem miejsca pod mur układano pierwsze warstwy muru posługując się pionem środkowym i szablonem, a przy dalszym murowaniu dziesięcioma pionami zawieszonymi na obwodzie górnego odcinka muru. Pierwsze dziesięć warstw cegły wiązano zaprawą cementową o stosunku 1 : 1 z dodatkiem

szkła wodnego (40° Be) w ilości 2 l/1 m³ zaprawy. Dzięki temu uzyskiwano szybkie wiązanie zaprawy, większą wytrzymałość muru i lepszą przyczepność do ociosów. Pozwoliło to na wybieranie skały spod muru już po 14 godz. Dalsze warstwy cegły wiązano zaprawą cementową normalną o stosunku 1 : 3 z cementu portlandzkiego 350.

Harmonogram głębienia 60m gotowego szybu na miesiąc

L.p.	Czynności	Dni miesiąca	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
1	Urabianie (odcinek 6m)																															
2	Obudowa																															
3	Zbrojenie																															
4	Czynności uboczne																															

Cyklogram głębienia 6 metrowego szybu

L.p.	Czynności	Zmiany	I				II				III				IV			
			6	12	18	24	6	12	18	24	6	12	18	24	6	12	18	24
U r a b i a n i e																		
1	Zjazd i wyjazd zatogi	15'	130'															
2	Opuszczanie i wyciąganie sprzętu	20'	140'															
3	Rozmieszczanie otworów strzałowych	(20')	(40')															
4	Podłączenie wiertarek	10'	20'															
5	Wiercenie otworów strzałowych	3 ^{30'}	7 ^{00'}															
6	Nabijanie otworów strzałowych	1 ^{30'}	3 ^{00'}															
7	Wyjazd zatogi	10'	20'															
8	Odstzał, przewietrzenie	30'	1 ^{00'}															
9	Kontrola szybu	20'	40'															
10	Ładowanie, wyciąganie	10 ^{15'}	20 ^{30'}															
11	Rezerwa	—	—															
12	Razem urabianie	—	36 ^{00'}															
O b u d o w a																		
13	Zjazd i wyjazd zatogi	15'	1 ^{15'}															
14	Opuszczanie i wyciąganie pomostu	1 ^{00'}	2 ^{00'}															
15	Murowanie	—	19 ^{40'}															
16	Przekładnie pomostu	45'	2 ^{20'}															
17	Razem obudowa	—	25 ^{15'}															
Z b r o j e n i e																		
18	Zjazd i wyjazd zatogi	15'	15'															
19	Opuszczanie pomostu	10'	10'															
20	Zbrojenie	—	8 ^{20'}															
21	Czynności uboczne	—	2 ^{00'}															
22	Razem zbrojenie	—	10 ^{45'}															
23	Ogółem cykl	—	72 ^{00'}															

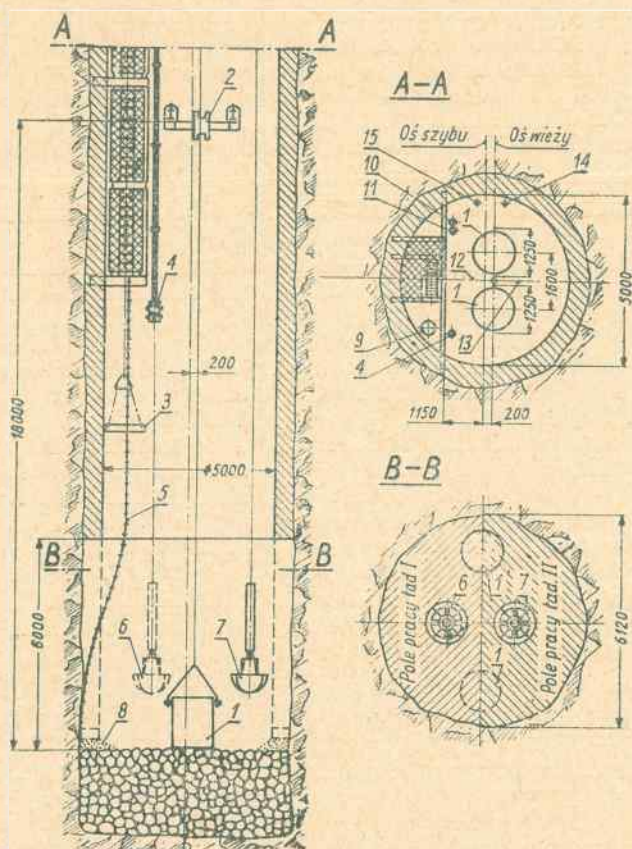
Rys. 225. Cyklogram głębienia szybu A

Obudowę wykonywano z pomostów przekładanych. Pomost taki składał się z czterech belek żelaznych opartych na murze i bali związanych w pięć segmentów zakrywających cały przekrój szybu. Pomost przekładano co 1,5 m, a po ukończeniu murowania wydawano go na powierzchnię.

W czasie murowania pozostawiono otwory potrzebne dla belek przedziałowych i ramy napinające.

Zbrojenie szybu. Do zbrojenia używano specjalnego lekkiego rusztowania zawieszonego na linie, a w czasie pracy dodatkowo zaklinowanego w obudowie. Pomost ten zbudowany był w kształcie półksiężyca i mieścił się w części tarczy szybu nie zajętej przez przedział drabinowy. Równocześnie ze zbrojeniem przedłużano lutnie wentylacyjne oraz rury powietrza sprężonego i wodne.

Odwadnianie nie przedstawiało szczególnych trudności. Znaczniejszy dopływ wody w górnej partii uchwycono pomostem okapowym i wodę sprowadzono do komory pompowej, skąd za pomocą stacjonarnej pompy o wydajności $0,5 \text{ m}^3/\text{min}$ pompowano wodę rurociągiem o średnicy 80 mm na powierzchnię. Nieznaczne ilości wody z dna szybu wydobywano razem z urobkiem.



Rys. 226. Rozmieszczenie urządzeń w szybie A

1 — kubeł, 2 — rama napinająca, 3 — pomost dla zbrojenia, 4 — rurociąg powietrza sprężonego, 5 — wieszak drabina bezpieczeństwa, 6 — ładowarka I, 7 — ładowarka II, 8 — podsypka wyrównująca z piasku, 9 — lutniociąg, 10 — rurociąg wodny, 11 — rurociąg zapasowy, 12 — lina ładowarki I, 13 — lina ładowarki II, 14 — kabel oświetlenia, 15 — kabel do komory pomp

Analiza szybkościowego głębenia szybu A.

Wskaźniki techniczno-ekonomiczne. Uzyskany w listopadzie 1955 r. postęp głębenia szybu łącznie ze zbrojeniem, przeliczony według stosowanych wskaźników (wyłom 60%, obudowa 30% i zbrojenie 10%) dla całości robót przedstawiał się następująco:

63,60 m wyłomu	$\times 0,6$	38,16
64,00 m obudowy	$\times 0,3$	19,20
65,80 m zbrojenia	$\times 0,1$	6,38
		63,94 m

Wskaźniki techniczne

Wyszczególnienie	Wielkości	
	planowane	osiągnięte
Srednica szybu w świetle, m		5,00
Srednica szybu w wyłomie, m		6,12
Przekrój szybu w wyłomie, m ²		29,42
Przekrój obudowy murowanej, m ²		9,78
Grubość obudowy murowanej, m ²		0,51
Końcowa głębokość szybu, m		365,00
Urabianie, m	60,00	63,6
Obudowa, m	60,00	64,0
Zbrojenie, m	60,00	63,8
Postęp głębiania gotowego szybu, m	60,00	63,94
Liczba dni urabiania	15	14
Liczba dni obudowy	10	10
Liczba dni zbrojenia	5	4
Sredni postęp urabiania, m/dzień	4,0	4,56
Sredni postęp obudowy, m/dzień	6,0	6,40
Sredni postęp zbrojenia, m/dzień	12,0	16,50
Liczba otworów strzałowych w tarczy	56	52
Głębokość otworów, m	3,2	3,2
Współczynnik wykorzystania otworu	0,94	0,92
Liczba otworów na 1 m ² dna	1,9	1,8
Wydajność wiercenia jednej wiertarki, m/godz	7,2	7,4
Zużycie zapalników, szt/m ³	1,2	1,5
Zużycie materiału wybuchowego, kg/m ³	1,7	1,58
Srednia liczba wyciągów, szt/zm	83	92
Wydajność urabiania, m ³ /robdn	3,7	4,04
Wydajność obudowy, m ³ /robdn	1,8	1,55
Wydajność zbrojenia, m ³ /robdn	0,6	1,06

Osiągnięte wskaźniki techniczne zestawiono w tablicy 126. Najważniejsze spośród uzyskanych wskaźników kształtują się następująco:

średni postęp urabiania	4,56 m/dobę
średni postęp murowania	6,40 m/dobę
średni postęp zbrojenia	16,50 m/dobę
średni postęp głębiania gotowego szybu	2,29 m/dobę
wydajność urabiania 4,04 m ³ /robdn	13,60 cm/robdn
wydajność murowania 1,55 m ³ /robdn	16,00 cm/robdn
wydajność zbrojenia	106,00 cm/robdn

średnia wydajność gotowego szybu ze zbrojeniem = 6,84 cm/robdn.

Wykonanie norm pracy przez załogę dołową wynosiło:

przy urabianiu	200,7%
przy murowaniu i zbrojeniu	199,9%
w przeliczeniu na gotowy szyb	200,2%

Kształtowanie się kosztu w okresie szybkościowego głębiania w stosunku do przeciętnych kosztów poprzednich miesięcy było następujące:

Koszt robocizny i materiałów bezpośrednich był niższy o 5% w miesiącu rekordowym w porównaniu z miesiącem poprzednim. Po wliczeniu kosztów ogólnych i amortyzacji koszt 1 m obniżył się o 18%.

Analiza poszczególnych procesów technologicznych. Wzajemne kształtowanie się poszczególnych procesów technologicznych, mających decydujące znaczenie dla postępu głębiania przedstawiało się następująco:

Urabianie górotworu.

Roboty strzelnicze. Na podstawie doświadczeń poprzednich miesięcy wypośrodkowano liczbę otworów na 52. Liczba otworów była stała, niezależna od rodzaju skały. Równocześnie zwiększono liczbę pracujących wiertarek do 6 sztuk. Łączny czas odwiercania otworów dla jednej zabierki trzymetrowej wynosił 210 min przy średniej wydajności jednej wiertarki 7,4 m/godz.

Osiągnięty czas wiercenia można radykalnie skrócić przez zmniejszenie liczby otworów strzałowych drogą zwiększenia średnicy otworów i naboju materiałów wybuchowych do 45 mm i zastosowanie silniejszego materiału wybuchowego (dynamit 62%).

Usprawnienie to zmniejszy liczbę otworów strzałowych do około 30 zamiast dotychczasowych 52, co przy równoczesnym zwiększeniu liczby wiertarek do 8 sztuk skróci czas wiercenia do około 50% czasu przewidzianego w harmonogramie przy założeniu tej samej szybkości wiercenia. W zwięzłym górotworze w przypadku trudności w osiągnięciu projektowanej szybkości wiercenia istnieje możliwość wyrównania różnicy drogą dalszego zwiększenia liczby wiertarek do 10 sztuk.

Ładowanie otworów strzałowych. Przewidziany cyklogramem czas ładowania otworów strzałowych przez dwu rębaczy wynosił 90 min. Istnieją możliwości skrócenia tego czasu nawet do 30 min przez:

- wprowadzenie naboju materiału wybuchowego o większej średnicy, jak podano wyżej, oraz większej ich długości,
- zwiększenie liczby rębaczy ładujących równocześnie otwory.

Przewietrzanie przodku po strzałach. Czas tej czynności określony został w cyklogramie na 30 min. Czas ten można skrócić do przewidzianych przepisami górniczymi 15 min przez zastosowanie wentylatora o większej wydajności 1200 m³/min i większej depresji 200 do 300 mm słupa wody, zwiększenie średnicy lutni do 800 mm lub zastosowanie dwóch wentylatorów i lutniociągów.

Przez zastosowanie przytoczonych usprawnień czas robót strzelniczych może być znacznie skrócony, jak to pokazano w zestawieniu:

	Stan przed usprawnieniem	Stan po usprawnieniu
Liczba otworów	52	30
Długość otworów, m	156	90
Liczba wiertarek, szt.	6	8
Wydajność wiercenia, m/godz	7,4	7,4
Czas wiercenia, godz.	3,5	1,3
Czas ładowania, godz.	1,5	0,5
Czas przewietrzania, godz.	0,5	0,25
Czas pozostałych czynności, godz	0,5	0,5
Razem czas robót strzelniczych, godz	6,0	2,75

Czas robót strzelniczych może być skrócony z 6 do 2,75 godz.

Ładowanie i wydobywanie skały. W czasie stosowania do załadowania skały jednej ładowarki chwytakowej osiągnęto w poprzednich miesiącach średnią wydajność ładowania 12 m³/godz luźnej skały. Przez zastosowanie dwu ładowarek średnia łączna wydajność ładowania wynosiła 22 m³/godz luźnej skały. Praktycznie i zgodnie z cyklogramem na załadowanie całości skały z jednej zabierki zużywano 10,15 godz, co

w przeliczeniu daje średnio osiąganą wydajność ładowania i ciągnięcia około 8,5 m³/godz luźnej skały na jedną ładowarkę.

Ładowarki nie były więc w pełni wykorzystane, ponieważ ich pełna wydajność przy równoczesnym stosowaniu dwu ładowarek w szybie może dochodzić do 11 i więcej m³/godz skały luźnej na jedną ładowarkę.

Osiągnięcie większej wydajności od projektowanej ograniczało w omawianym przypadku szybu A urządzenie wyciągowe. Użyta tu dwucuwowa maszyna wyciągowa o pojemności kubła 1,0 m³ i maksymalnej szybkości jazdy 6 m/sek była zdolna do wydobywania w ciągu sześciogodzinnej zmiany 46 m³ w caliznie, tj. 92 m³ skały luźnej.

Dla wydobywania więc urobku z trzymetrowej zabierki w ciągu 1,5 zmiany konieczne jest usprawnienie wyciągu przez skrócenie czasu ciągnięcia, co można osiągnąć w drodze:

- zastosowania wyciągu, jak dotychczas, dwukubłowego lecz o pojemności 2,0 m³.
- zwiększenia szybkości jazdy.
- zastosowania dwu wyciągów jednokubłowych o pojemności kubła 1,5 m³.

Po wprowadzeniu omówionych usprawnień istnieje realna możliwość osiągnięcia oszczędności czasu poszczególnych czynności i skrócenia ich czasu trwania następująco:

- w zakresie robót strzelniczych oszczędność 0,5 zmiany i skrócenie czasu ich trwania z 1 do 0,5 zmiany,
- w zakresie robót ładowania i wydobywania oszczędność 0,5 zmiany i skrócenie czasu ich trwania z 2 do 1,5 zmian.

Wymieniona redukcja pozwoli w efekcie końcowym na zamknięcie cyklu urabiania zabierki trzymetrowej w dwu zmianach zamiast dotychczas w trzech zmianach. Osiągnięto zatem efekt zwiększenia postępu urabiania o 50%.

Wykonywanie obudowy. Osiągany średni postęp murowania 6,0 m/dobę można podwyższyć przez:

- użycie pomostu wiszącego, co wyeliminuje straty czasu na opuszczanie, przekładanie i wydawanie pomostów,
- przez zastosowanie cegły podwójnej.

Powyższe usprawnienia pozwolą na podwyższenie postępu o około 50%, tj. z 6 do 9 m na dobę, wobec czego wykonanie odcinka sześciometrowego skróci się z dotychczasowych 4 zmian do 2,5 zmian.

Podsumowanie analizy. Według cyklogramu szybu A udział czasu urabiania, obudowy i zbrojenia dla odcinka sześciometrowego kształtował się następująco:

urabianie	.	.	.	6 zmian	co wynosi	50%
obudowa	.	.	.	4 zmiany	co wynosi	33%
zbrojenie	.	.	.	2 zmiany	co wynosi	17%
Razem	.	.	.	12 zmian	co wynosi	100%

Przez wprowadzenie omówionych wyżej usprawnień w zakresie urabiania, obudowy i zbrojenia czas wykonania tych czynności dla sześciometrowego odcinka wyniesie:

urabianie	.	.	.	4 zmiany	co wynosi	49%
murowanie	.	.	.	2,5 zmiany	co wynosi	31%
zbrojenie	.	.	.	2,0 zmiany	co wynosi	20%
Razem	.	.	.	8,5 zmian	co wynosi	100%

W przeliczeniu wyrazi się to 85 m postępem w ciągu miesiąca. Z powyższego wynika, że przy normalnym krótkoodcinkowym sposobie głębienia z kolejnym prowadzeniem obudowy i zbrojenia oraz przy stosowaniu obudowy murowanej postęp 85 m, na podstawie doświadczeń szybu A, może być osiągnięty.

Dalszego zwiększenia postępu należy szukać przez:

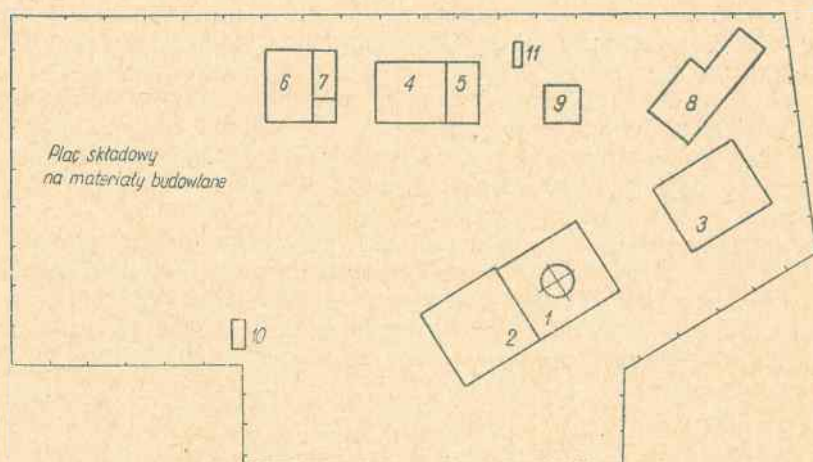
- radykalne skrócenie czasu obudowy, co jest możliwe przy stosowaniu takich rodzajów obudowy, które dają możliwość mechanizacji,
- stosowanie metody równoległej w przypadkach korzystnego górotworu,
- równoległe prowadzenie zbrojenia przy szeregowym sposobie wykonywania urabiania,
- wprowadzenie obudowy betonowej.

Głębienie szybu B (Polska)

W miesiącu październiku 1958 r. osiągnięto w szybie B jeden z najlepszych miesięcznych postępów głębienia szybów w Polsce, uzyskując 71 m postępu gotowego szybu.

Charakterystyka i wyposażenie szybu. Szyb B zaprojektowany został jako szyb wentylacyjny.

Stosunki hydrogeologiczne w miejscu głębienia szybu nie są skomplikowane. Pod kilkumetrową pokrywą utworów czwartorzędowych znaj-



Rys. 227. Rozmieszczenie urządzeń na powierzchni dla głębienia szybu B

1 — wieża do głębienia, 2 — szopa przyszybowa, 3 — maszyna wyciągowa, 4 — sprężarki, 5 — kuźnia, 6 — magazyn na cement, 7 — magazyn materiałów wybuchowych, 8 — kotłownia do pomostu wiszącego, 9 — zbiornik wodny, 10 — magazyn na oleje, 11 — ustępy

dują się warstwy karbońskie w postaci przewarstwień łupków, piaskowców i pokładów węgla. Szyb średnicy w świetle 4,0 m głębiono do poziomu 610 m. Obudowę szybu wykonywano z betonitów na zaprawie cementowej.

Wyposażenie powierzchni głębionego szybu pokazano na rys. 227.

Na wyposażenie to składało się:

maszyna wyciągowa cewowa mocy 320 KM,

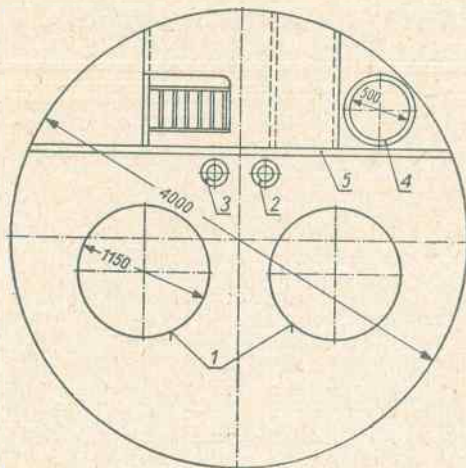
szybkość jazdy z urobkiem 8,1 m/sek, z ludźmi 2 m/sek; pojemność kublów 1,0 m³,

sprężarki,

wieża drewniana wysokości 21 m przy podstawie 10,8 × 10,8 m, kołowrót pomostu wiszącego nośności 15 t,

wentylator wydajności 400 m³/min przy depresji 160 m słupa wody,

budynki pomocnicze: szopa materiałowa z betoniarką, magazyn cementu i materiałów ruchowych, łaźnia i budynek administracyjny.



Rys. 228. Tarcza szybu B

1 — kubły, 2 — rurociąg powietrza sprężonego,
3 — rurociąg wodny, 4 — lutnie, 5 — przedział drabinowy

Na rys. 228 przedstawiono rozmieszczenie wyposażenia dla głębinienia szybu w obrębie tarczy szybu. Jest ono bardzo proste i składa się z dwóch kublów o pojemności 1,0 m³ każdy, rurociągu powietrza sprężonego, rurociągu dla wody, lutni i przedziału drabinowego.

Szyb obudowywany jest betonitami klinowymi o wymiarach 28 × 14 × 20 cm. Wytrzymałość betonitów na ściskanie 200 kG/cm². Głębinienie szybu prowadzono szeregowo, tzn. wykonywano wpierw wyłom, potem wznoszono obudowę, a następnie zbrojono.

Organizacja pracy. Przy głębinieniu szybu B pracę w szybie prowadzono systemem ciągłym. Pracę w przodku szybu prowadzono na cztery zmiany: I zmiana od godz 6 do 12, II od 12 do 18, III od 18 do 24 i IV od 24 do 6. Praca na powierzchni prowadzona była również w sposób ciągły z tym, że pracowano na trzy ośmiogodzinne zmiany.

W obu przypadkach zmiana obsady odbywała się w miejscach pracy. Na załogę szybu składało się 87 pracowników, w tym 32 dołowych:

4 rębaczy przodkowych,

8 rębaczy,

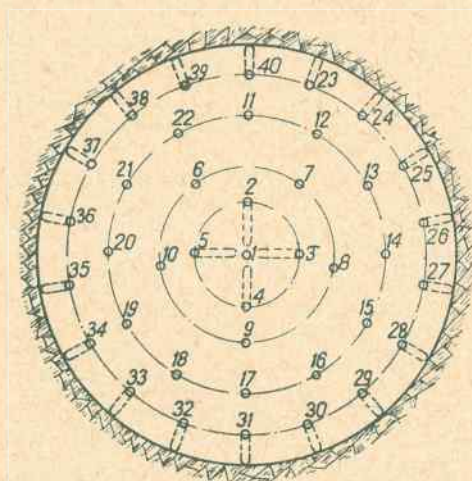
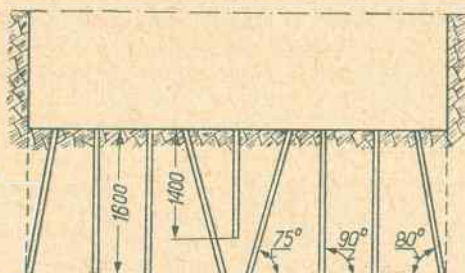
20 ładowaczy.

Pozostałych 55 pracowników stanowiła obsługa urządzeń na powierzchni.

Pracownicy dołowi pracowali w zasadzie w równych drużynach złożonych z ośmiu ludzi. Głębinienie szybu dozorowało trzech sztygarów zmianowych, jeden sztygar maszynowy i kierownik budowy szybu. Sprawy

administracyjno-gospodarcze prowadził referent gospodarki materiałowej.

Cykl urabiania i ładowania. Wiercenie otworów. Po oczyszczeniu dna szybu z urobku przystępowano do wiercenia otworów strzałowych. Stosowano przy tym jednolity schemat rozmieszczenia otworów strzałowych pokazany na rys. 229. Otwory strzałowe w liczbie



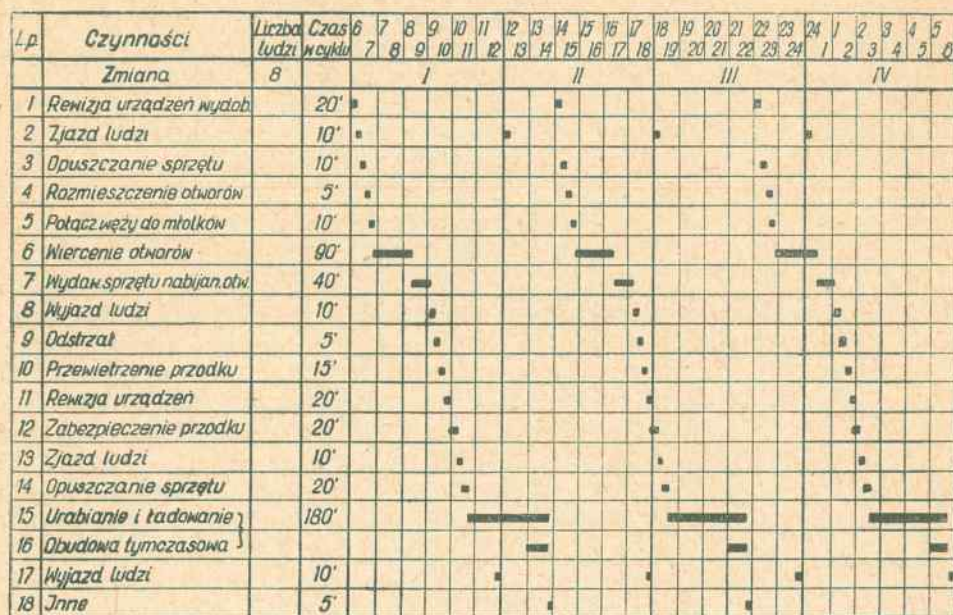
Rys. 229. Rozmieszczenie otworów strzałowych w szybie B

40 wiercono do głębokości 1,6 m. Do wiercenia używano wiertarek produkcji angielskiej Holman-Silwer o ciężarze 21,5 kg. Otwory wiercono świdrami grubości 1", przy czym ostrza świdrów zaopatrzone były we wkładkę z węglików spiekanych.

W czasie wiercenia otworów 5 górników zajętych było bezpośrednio przy wierceniu, zaś 2 do 3 spełniało prace pomocnicze, jak wyciąganie świdrów z otworów, ich przedmuchiwanie i zabezpieczanie.

Wiertarki podłączano do rozdzielacza powietrza sprężonego za pomocą pięciu trzechmetrowych węży o średnicy 22 mm. Rozdzielacz umocowany był do węży średnicy 32 mm i długości 30 m, który łączył się z rurociągiem powietrza sprężonego. Po ukończeniu wiercenia odczepiano od rozdzielacza krótkie 3 m węże o średnicy 22 mm, a długi węży o średnicy 32 mm z rozdzielaczem podciągano na pomost roboczy w celu zabezpieczenia przed strzelaniem. Sposób ten pozwalał na zaoszczędzenie czasu na operację podłączania i odłączania wiertarek od przewodów powietrza sprężonego.

Otwory strzałowe wiercono do głębokości 1,6 m, gdyż okazało się, iż głębokość ta jest najbardziej ekonomiczna z uwagi na zamykanie całości cyklu urabiania w ciągu ośmiu godzin, jak i z uwagi na klinowanie się wiertel przy większej głębokości otworów. Na odwiercenie całości otworów w ilości 38 do 40 zużywano około 90 min (rys. 230).



Rys. 230. Cyklogram urabiania i ładowania w szybie B

Roboty strzelnicze. Z chwilą ukończenia wiercenia otworów strzałowych przystępowano do ładowania materiału wybuchowego, oczyszczając uprzednio otwory ze zwiercin dmuchawką o średnicy 10 mm. Przy ładowaniu otworów zatrudnionych było trzech pracowników, z których jeden uzbrajał naboje ostrymi zapalnikami zwłocznymi, pozostali zaś dwaj ładowali otwory. Jako przybitkę stosowano glinę. Po załadowaniu otworów łączono przewody poszczególnych zapalników z przewodem zbiorczym, tzn. antenę, który z kolei łączono z kablem oświetleniowym po uprzednim wyłączeniu z niego prądu. Strzelanie odbywało się z powierzchni prądem zmiennym o napięciu 220 V za pomocą skrzynki strzelniczej. Na jeden odstzał zużywano 35 do 40 kg materiału wybuchowego (dynamitu 5 G1); łączny czas ładowania i odpalania wynosił 20 min. Przodek szybowy po odstrzeleniu przewietrzono lutniami o średnicy 500 mm, tłocząc powietrze do szybu wentylatorem o wydajności 400 m³/min załadowywano na powierzchnię. Czas przewietrzania wynosił około 20 min. Wykorzystanie otworów w łupkach wynosiło 100%, w piaskowcach 90%.

Ładowanie urobku. Po przewietrzeniu przodku górnik przodkowy w towarzystwie drugiego górnika przystępował do rewizji przodku, odłączenia kabla strzelniczego i uruchomienia elektrycznego oświetlenia przodku. Następnie opuszczano ładowarki i przystępowano do ładowania skały. Dla wydobywania skały stosowano trzy kubły, z których jeden znajdował się zawsze w ładowaniu, a dwa w ruchu. Urobek do kubłów ładowano jedną ładowarką ŁCH-1 o pojemności 0,15 m³. Ładowarkę

obsługiwało 3 do 4 pracowników. Pozostali pracownicy zatrudnieni byli przy odpinaniu i zapinaniu kublów, przy sygnale, przy rozluźnianiu skały lub przy zabudowaniu obudowy tymczasowej. Wydajność ładowania wynosiła 15 do 17 kublów pojemności 1,0 m³ na godzinę. Napełnienie jednego kubła trwało średnio 4 min i wymagało 7-krotnego manewrowania ładowarką.

Z 1 m szybu uzyskiwano zwykle 35 do 38 kublów urobku. Całkowite wydobycie skały (z dobierką) z jednego odcinka długości 1,5 m zajmowało około trzy godz. Czas wyciągu jednego kubła wynosił około 1 min, uwzględniając w tym uspakajanie kubła i zwalnianie jazdy przy przejściu kubła przez ramę napinającą i pomosty. Czas wyładunku również trwał 1 min. Dzięki temu skoordynowaniu czasu uniknięto przestojów w ładowaniu urobku do kublów.

Równocześnie z głębieniem szybu zabezpieczano jego ociosy obudową tymczasową. Obudowa tymczasowa składa się z pierścieni ze stali [NP16, podwieszonych na hakach ze stali okrągłej ϕ 30 mm w odstępach co 1 m. Za pierścienie te zakładano okładziny z blachy grubości 3 mm. Jeden pierścień obudowy składał się z pięciu segmentów. Zarówno pierścienie jak i blachy opuszczano w specjalnych uchwytach zamocowanych pod próżnymi kublami. Obudowę tymczasową zakładano w czasie ładowania skały. Pozwalało to na zmniejszenie straty czasu w cyklu urabiania na tę pomocniczą czynność. Długość odcinka szybu w obudowie tymczasowej wynosiła każdorazowo 22 do 25 m. W przypadku wytrzymałych skał ostatnie 3 m pozostawiono bez obudowy tymczasowej. Zazębianie się poszczególnych operacji w cyklu urabiania i ładowania pokazano w cyklogramie p. rys. 230.

Cykl wznoszenia obudowy ostatecznej. Obudowę szybu wykonywano z klinowych betonitów typu BSz-2 o wytrzymałości betonu na ściskanie 200 kg/cm². Stosowano zaprawę cementową z cementu portlandzkiego marki 350 o stosunku do piasku 1:3. Grubość obudowy wynosiła 1 betonit tj. 28 cm. W celu dokładnego związania obudowy z ociosami pustki poza obudową zapełniano zaprawą.

Murowanie obudowy odbywało się z pomostu wiszącego zawieszonego na windzie czarnej. Podciąganie pomostu następowało po każdorazowym wymurowaniu szybu na odcinku wysokości 1,5 m.

Obudowę zakładano wychodząc z pionu środkowego. W czasie dalszego murowania, w celu zapewnienia pionowego prowadzenia obudowy, posługiwano się 10 pionami pomocniczymi długości 25 m, rozmieszczonymi w równych odstępach na obwodzie obudowy oraz drewnianymi szablonami, zapewniającymi wykonanie prawidłowego kołowego wewnętrznej obrysu obudowy szybu.

Materiał wsadowy dostarczano do przodku czterema kublami pojemności 1,0 m³. Dwa kubły znajdowały się stale w ruchu w szybie, pozostałe zaś w tym czasie napełniano materiałami. Betonity na placu szybowym ładowano do kubła bezpośrednio posługując się 15 m przenośnikiem gumowym. Zaprawę wykonywano w budowlanej mieszarce korytkowej, z której gotową zaprawę transportowano przenośnikiem długości 10 m do zbiornika pojemności 2 m³. Zbiornik ten umieszczony nad torami w niewielkiej odległości od szybu na wysokości około 2,5 m zezwalał na szybkie napełnianie kubła zaprawą (2 minuty). Dla uniknięcia przerw w dostawie materiałów do przodku szybowego starano się by równocześnie z zapinaniem kubła pełnego na zrębce szybu następowało opróżnienie drugiego kubła w przodku i podwieszanie pod wypróżnionym

kubłem obudowy tymczasowej, którą po zdemontowaniu wydawano na powierzchnię. Zaprawę opuszczono w stanie suchym. W przodku szybowym dodawano do zaprawy przy użyciu węża gumowego wody z rurociągu ϕ 80 mm, którym spływała z powierzchni i doprowadzano zaprawę do właściwej konsystencji.

Przy wznoszeniu obudowy ostatecznej zatrudnionych było 7 do 8 ludzi; 3 bezpośrednio przy murowaniu obudowy, 3 podawało materiał, a 1 do 2 odprawiało kubły i przygotowywało zaprawę.

Równocześnie z wznoszeniem obudowy pozostawiano w niej gniazdka dla belek zbrojenia szybu, jak również gniazdko dla zamocowania ramy napinającej. Prawdliwość lokalizacji gniazdek stwierdzano za pomocą nacechowanych linek. Przedstawiony powyżej sposób prowadzenia obudowy zezwalał na osiągnięcie w ciągu jednej 6-godzinnej zmiany 4 m postępu obudowy przy równoczesnym zdemontowaniu 3 do 4 pierścieni obudowy tymczasowej. Pozwalało to na osiągnięcie, jak pokazano w cyklogramie murowania (rys. 231) 12 m dobowego postępu obudowy.

Lp	Czynności	Ilość ludzi	Czas w cyklu	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	1	2	3	4	5	6
	Zmiana	8		I					II					III					IV									
1	Zjazd ludzi		10'																									
2	Usunięcie obudowy tymcz.		30'																									
3	Murowanie		290'																									
4	Podciąganie pomostu		20'																									
5	Wyjazd zatoki																											

Rys. 231. Cyklogram murowania obudowy w szybie B

Cykl uzbrojenia szybu. Po obmurowaniu 22 do 25 m odcinka szybu przystępowano do jego zbrojenia. Czynność tę prowadzono z góry w dół, stosując pomost wiszący używany poprzednio do murowania. Uzbrojenie szybu B jest bardzo proste i składa się (p. rys. 228) z przedziału drabinowego. Belki zbrojenia o profilu NP12 rozmieszczono co 3 m. Pomosty spoczynkowe co 6 m. Przedział drabinowy oddzielony jest od reszty szybu trzema siatkami. Długość poszczególnych siatek wynosiła 6 m. Zbrojenie zakładano według dwóch pionów opuszczanych z pierwszego wzorcowego dźwigaru zabudowanego tuż pod zrębem szybu.

Lp	Czynności	Ilość ludzi	Czas w cyklu	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	1	2	3	4	5	6
	Zmiana	8		I					II					III					IV									
1	Zjazd ludzi		10'																									
2	Zbrojenie		300'																									
3	Przemieszczanie pomostu		40'																									
4	Wyjazd zatoki		10'																									

Rys. 232. Cyklogram zbrojenia szybu B

W miarę postępu zbrojenia piony opuszczano w dół, przedłużano ciąg lutni i zakładano trzy rurociągi, z których dwa ϕ 100 mm — jeden dla powietrza sprężonego, a drugi rezerwowo używany w przypadku konieczności pompowania wody z przodku szybu — oraz trzeci rurociąg ϕ 80 mm doprowadzający z powierzchni do przodku wodę dla zaprawy.

Takie zorganizowanie zbrojenia szybu przy ośmioosobowej załodze zezwalało na osiągnięcie przy zbrojeniu 24 m postępu na dobę, jak to pokazano w cyklogramie rys. 232. Po uzbrojeniu szybu na odległości około 8 m od przodku zbrojenie przerywano, pomost wiszący ryglowano w obudowie, przemieszczono ramę napinającą i przystępowano do głębenia nowego odcinka.

Ten sposób prowadzenia robót zezwolił, jak to pokazano w harmonogramie miesięcznym (rys. 233), na wykonanie 3 do 3,5 zabierek długości 22 do 25 m, co w miesiącu październiku dało postęp 71 m gotowego szybu.



Rys. 233. Miesięczny harmonogram głębenia szybu B

Przytoczone przykłady szybkościowego głębenia szybu wskazują, że istnieją szerokie możliwości przyspieszenia głębenia szybu, przy czym dobre wyniki można uzyskać nie tylko drogą wyposażenia szybu w znaczne ilości sprzętu, lecz również przy ograniczonym wyposażeniu maszynowym.

4. Głębenie szybów w warunkach silnie gazowych i trudnych warunkach hydrogeologicznych

Zwiększone zapotrzebowanie na węgiel koksowniczy skłoniło polski przemysł węglowy do rozbudowy istniejących oraz do budowy nowych kopalń na terenach, gdzie węgiel tego typu występuje, tj. w południowo-zachodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Stwierdzić należy, że warunki gazowe i hydrogeologiczne w tym obszarze są różne. W obszarze poziomym na zachód od linii przebiegającej ogólnie przez miasta Zabrze, Gliwice, Knurów, Rybnik i Rydułtowy, wypływy metanu występują systematycznie w utworach karbońskich. W najbardziej południowej części tego obszaru (wypiętrzenie Mszana — Jastrzębie) oraz w sąsiednich strukturach geologicznych, gdzie obecnie koncentruje się budowa nowych kopalń, metan występuje nie tylko w warstwach karbońskich, lecz również w utworach nadkładu i stanowi poważną przeszkodę przy głębeniu szybów.

Z tych względów niezależnie od ogólnych zagadnień opisanych w poprzednich rozdziałach, głębenie szybów w warunkach gazowych i zawodnionych omówiono dodatkowo biorąc pod uwagę w pierwszym rzędzie wybór właściwej metody głębenia.

Należy również stwierdzić, iż na wschód od podanej wyżej linii, a w szczególności w kierunku na południe metan występuje również w utworach karbońskich poniżej głębokości 500 do 600 m.

Wybór metody głębenia. Z uwagi na wspomniane wyżej warunki występowania metanu, wyróżnić można

- głębianie szybów na terenach, gdzie metan występuje w skałach nadkładowych oraz w całości utworów karbońskich,
- głębianie szybów na terenach, gdzie metan występuje w utworach karbońskich na głębokości poniżej 500 do 600 m.

Warunki hydrogeologiczne w pierwszym przypadku są niekiedy bardzo skomplikowane. Oprócz horyzontów wodnych w utworach czwartorzędowych i trzeciorzędowych, występują w utworach karbońskich wody słone, pozostające pod znacznym ciśnieniem hydrostatycznym oraz ciśnieniem gazu. Dopływ wód do szybów w niektórych przypadkach wyraża się liczbą kilku metrów sześciennych na minutę.

W drugim przypadku warunki hydrogeologiczne są nieco łatwiejsze. Wody, najczęściej zasolone, występują tu w mniejszych ilościach, do kilkuset litrów na minutę, a ich wypływy nie mają gwałtownego charakteru. Niemniej jednak, z uwagi na znaczną głębokość występowania, wody te stanowią poważną trudność przy głębianiu szybów.

Skomplikowane warunki hydrogeologiczne oraz geotechniczne wymagają, szczególnie w pierwszym przypadku głębiania szybów, przy występowaniu metanu w skałach nadkładowych oraz w całości utworów karbońskich, indywidualnego rozeznania nawet w przypadku głębiania szybów bliźniaczych, tj. położonych w odległości do 100 m od siebie. Duża bowiem ilość zaburzeń tektonicznych, a w szczególności uskoków, sprawia, iż warunki gazowe, wodne i geotechniczne są w niewielkiej odległości niekiedy zupełnie odmienne (przykład kopalni Moszczenica).

Wybór metody głębiania szybu uzależniony jest również od charakteru skał nadkładowych.

W terenach, gdzie występują silne wypływy metanu, w czasie głębiania szybu wydobywa się metan już z warstw nadkładowych, trzeciorzędowych iłów (np. szyb IV kopalni Mszana, szyb IV kopalni Moszczenica). W tych warunkach jest celowe zamrażanie skał na pełną miąższość nadkładu. Unika się przez to przeciskania wody z gazem z karbonu do warstw iłów i powodowania ich pęcznienia, co znacznie hamuje postęp głębiania szybu (przykład głębianie szybu III i IV kopalni Mszana). Mimo większych nakładów (ok. 30% drożej w stosunku do szybów głębianych metodą zwykłą) głębianie szybu z zamrażaniem skał stwarza korzystne warunki dla uzyskania większych postępów głębiania oraz wykonania szczelnej obudowy, co nie jest rzeczą obojętną przy dalszym głębianiu szybu. Wydobywanie się przez obudowę wody i gazów utrudnia w znacznym stopniu głębianie szybu. Tak więc w wielu przypadkach zastosowanie metody zamrażania należy uważać za racjonalne z uwagi na zwalczanie zagrożenia wodnego i gazowego w głębianym szybie.

W gazonośnych utworach karbońskich należy rozróżnić dwa przypadki głębiania szybów:

1. Zwykłą metodę głębiania przy dopływie wody do przodku w ilości do $0,5 \text{ m}^3/\text{min}$.
2. Metodę wyprzedzającej cementacji skał przy dopływie wody do przodku przewyższającym $0,5 \text{ m}^3/\text{min}$.

O wyborze jednej z tych metod decyduje więc wielkość i charakter dopływu wody. W przypadku, gdy dopływ wody w ilości do $0,5 \text{ m}^3/\text{min}$ związany jest z warstwami skał o niedużej grubości np. pokłady węgla, ławy piaskowców o małej miąższości, jako racjonalną metodę należy uważać głębianie szybu zwykłą metodą, krótkimi odcinkami, przy zastosowaniu odwadniania przodku szybu pompami przeponowymi.

Jako warunek konieczny należy uważać stosowanie przy tej metodzie

uzupełniającej cementacji obudowy szybu i przyległych skał w miejscach wycieków wody. Osiąga się przez to zmniejszenie ilości metanu wypływającego przez obudowę, oraz wody, co ma duże znaczenie z uwagi na małe wydajności pomp wyposażonych w silniki ognioszczelne.

Za najbardziej racjonalną długość odcinków głębenia i wznoszenia obudowy szybu uważa się odcinki długości 3 do 5 m. Wprawdzie przy dłuższych odcinkach do 30 m i stosowaniu obudowy tymczasowej szczelność obudowy ostatecznej jest większa, niż przy krótkich odcinkach (miejscach łączeń), to jednak duża powierzchnia odsłonięcia skały przy długich odcinkach stwarza większe możliwości dla wypływu metanu i wody.

Metodę wyprzedzającej cementacji skał stosuje się w tym przypadku, jeżeli dopływ wody przekracza $0,5 \text{ m}^3/\text{min}$. Dopływy tego rodzaju występują w grubych warstwach szczelinowatych piaskowców, w miejscach zaburzeń tektonicznych, a w szczególności w szczelinach uskokowych. Występują one również w stropie, spągu, jak i w samym pokładzie węglowym.

Przy dopływie wody powyżej $0,5 \text{ m}^3/\text{min}$ odwodnienie przodku pompami przeponowymi nie należy uważać za racjonalne. Liczba pracujących w przodku pomp wyniosłaby w tym przypadku od dwóch wzwyż, co w znacznym stopniu utrudnia wszystkie inne czynności związane z głębeniem szybu. Zastosowanie do odwadniania przodku pomp wiszących z uwagi na brak ognioszczelnych silników do tego typu pomp nie jest możliwe, poza tym byłoby również kłopotliwe i pracochłonne.

Zastosowanie wyprzedzającej cementacji stwarza w ciężkich warunkach wypływu gazu i wody najlepsze warunki zachowania bezpieczeństwa pracy oraz uzyskania stosunkowo dobrych postępów głębenia.

Wnioski końcowe. Osiągany obecnie w przytoczonych wyżej warunkach średni postęp głębenia szybu w granicach około 20 m/mies, a wyjątkowo 30 m/mies nie jest zadowalający. Istnieje szereg problemów, których rozwiązanie przyczyniłoby się do zwiększenia tempa głębenia szybów przy równoczesnym zachowaniu pełnego bezpieczeństwa pracy. Do nich należą:

- Głębenie szybu w odgazowanym górotworze wokół szybu.
- Udoskonalenie stosowanych obecnie pomp przeponowych w celu zwiększenia ich wydajności i wysokości tłoczenia, jak również skonstruowanie silników ognioszczelnych do pomp wiszących.
- Stosowanie obudowy betonowej, gdyż wykonywana obudowa betonitowa nie chroni dostatecznie przed przenikaniem wody i gazu.
- Rzeczowe, na podstawie zebranych materiałów, wybranie metody głębenia szybu, biorąc pod uwagę ewentualne mniejsze nakłady i małe postępy przy głębeniu metodą zwykłą czy też większe nakłady i większe postępy głębenia przy metodzie zamrażania lub cementacji wyprzedzającej.

5. Dokumentacja głębenia szybów

Dokumentację głębenia szybu podzielić można na dwie grupy:

- dokumentację o charakterze administracyjno-gospodarczym,
- dokumentację o charakterze technicznym.

Na dokumentację o charakterze administracyjno-gospodarczym składają się:

Miażdżność warstw m	Opis warstw	Przekrój geologiczny	Głębokość szybu	Przekrój szybu S-N	Wykon		Własności Skał	Kąty nachylenia skał	Kierunek nachylenia warstw	Uskok i ich kierunek	Przypływ wody dnem L/min	Data	Głębokość szybu	Postęp		Rodzaj obudowy i jej grubość	Zbrojenie	Uwagi	
					Wytom	Mur								Wytom	Obudowa				
1,1	Pasek żółty drobny, u dołu piasek z otoczkami		31		Grudzień 1954	Grudzień 1954	Zbity	0° 0°	—		0	25	32,00					Pomost do Święta z zakładaniem pionowania pionów do zbrojenia.	Święta
1,0	Żwir gruboziarnisty		32				Luźny	10°	S		20	26	32,00						
2,5	Jł brunatny tłusty zwarty		33				Mocny					27	32,00						
		34									28	33,00	1,00						
		35									29	34,00	1,00	0,50	Mur 0,51	Obudowa segmentami			
0,75	Łupek piaszczysty		36				Sypliny	10°	S		0	30	34,00		0,70		Mur 0,51	Obudowa segmentami	
4,0	Łupek ilasty czerwony		37		Twardy	20°		SW		0	31	34,00		0,80	Mur 0,51		Obudowa segmentami Święto		
		38								1	34,00								
		39							2	34,50	0,50								
1,75	Margiel miękki		40		Szczelinowaty					3	35,50	1,00				0-19,5m Naprawa pomostu okapowego Niedziela	Święto		
		41							4	36,50	1,00								
		42							5	37,50	1,00								
1,50	Wapień z krzemieniem		43		B. twardy					6	38,50	1,00				19,5-31,5 Pomosty	Niedziela		
		44							7	38,50									
		45							8	39,50	1,00								
4,50	Piaskowiec drobnoziarnisty-jasny		46		Twardy					9	40,50	1,00				31,5-37,5 Pomosty	Niedziela		
		47							10	40,50		1,50	Beton 0,30						
		48							11	40,50		3,00	Beton 0,30						
0,50	Węgiel kamienny		49		Mocny					12	40,50		1,50	Mur 0,51	Niedziela	Niedziela			
0,75	Łupek ilasto piaszczysty		50			Kruczy					13	40,50		0,50			Mur 0,51		
0,25	Węgiel kamienny		51				Słaby					14	40,50						
1,50	Łupek piaszczysty				Twardy			45°	OS			15	40,50				Niedziela	Niedziela	
										16	41,50	1,00							
									17	43,00	1,50								
0,80	Piaskowiec drobnoziarnisty szary				Mocny					18	44,50	1,50			Niedziela	Niedziela			
0,30	Łupek ilasty					Szczelinowaty					19	46,00	1,50						
	Piaskowiec z wkładkami węgla										20	47,00	1,00						
											21	47,00						Niedziela	Niedziela
										22	47,00		1,00	Beton 0,35					
										23	47,00		2,00	Beton 0,35					
										24	47,00		2,50	Beton 0,35	Niedziela	Niedziela			
										25	47,00		0,50	Beton 0,35					
										26	48,00	1,00							
										27	49,30	1,50				Niedziela	Niedziela		
										28	49,50								
										29	50,50	1,00							
										30	51,50	1,00				Niedziela	Niedziela		
										31	51,50								
																	Wytom komory 150m³		

Rys. 234. Wzór dziennika szybowego

- lista kontrolna przepracowanych dniówek,
- dowody zarobkowe, stwierdzające rodzaj pracy wykonywanej przez poszczególnych pracowników w danych dniach,
- ewidencja posiadanego sprzętu,
- ewidencja stanu i zużycia materiałów ruchomych oraz wsadowych,
- raporty zmianowe dozoru.

Na dokumentację o charakterze technicznym składają się:

- dziennik szybowy. Do dziennika wpisuje się w każdym dniu miesiąca aktualną głębokość szybu, opis warstw skalnych, wrysowuje przekrój geologiczny i przekrój przez szyb, podaje ilość i rodzaj wykonanych w danym dniu robót (wyłom, obudowa, zbrojenie), rodzaj i układ skał, kąt i kierunek nachylenia, zaburzenia geologiczne, dopływ wody itd. Wzór dziennika szybowego podano na rys. 234,
- książka przewietrzania przodku stosownie do przepisów górniczych,
- książka zabudowania belek przedziałowych stwierdzająca prawidłowość zabudowania,
- książka badania jakości cementu i zaprawy cementowej,
- książki pracy urządzeń wydobywczych i sprzęzarek,
- książka urządzeń wyższego dozoru i nadzoru służby inwestycyjnej odnośnie prowadzenia robót i wydanych zarządzeń dotyczących bezpieczeństwa pracy,
- harmonogram prowadzonych robót,
- cyklogram zasadniczych czynności głębenia (wyłom, obudowa, zbrojenie).

Niezależnie od powyższej dokumentacji kierownik budowy szybu obowiązany jest przedkładać z końcem każdego miesiąca dowód odbioru robót, stwierdzający ilość i rodzaj wykonanych robót przy głębeniu oraz bieżące odebranie ich przez inwestora. W protokole tym należy również nanosić wszelkie utrudnienia, jakie miały miejsce przy głębeniu szybu.

6. Odbiór robót przy głębeniu szybów

Niektóre roboty szybowe, a w szczególności wykonywanie obudowy są trudne do kontrolowania. Często wykonywana praca daje się skontrolować zarówno pod względem jakości, jak i ilości tylko w momencie jej wykonania, gdyż w dalszej fazie robót ulega ona zakryciu, przez co kontrola staje się niemożliwa. Z tych względów powinna być zachowywana pełna zgodność wykonywania robót z projektem technicznym. W celu zabezpieczenia pełnej dyscypliny robót należy prowadzić kontrolę wykonawstwa w czasie zmian roboczych, jak i okresowe doraźne kontrole. Powinny one obejmować nie tylko samo wykonywanie urabiania i obudowy szybu, lecz również rodzaj i jakość użytych materiałów wsadowych. W przypadkach wątpliwych należy przeprowadzać próby w warunkach polowych, a przy bardziej odpowiedzialnych robotach również próby laboratoryjne.

Szczególną uwagę należy zwrócić na odbiór robót tam, gdzie zachodzą okoliczności nadające pracy charakter awaryjny, np. przejście stref wodonośnych, zawałów, dopływ skał kurzawkowych itp.

Odbiory robót przeprowadza się zazwyczaj w okresie miesięcznym. Obmiar wykonywanych robót stwierdza każdorazowo mierniczy kopalniany. W czasie odbioru należy przestrzegać tolerancji wykonawstwa wy-

łomu, obudowy i zbrojenia, omówionych w poprzednich rozdziałach. Sporządzony protokół stanowi podstawę do rozliczeń pomiędzy wykonawcą i inwestorem.

7. Normy pracy i wydajność pracy

Większość robót przy głębieniu szybu jest zakordowana. Umowy akordowe na poszczególne roboty zawierane są na podstawie norm NPGW. Dla przykładu podano normy dla podstawowych czynności, jakie mają miejsce przy głębieniu szybu.

Wylóm. Normy określają przy założonym czasie pracy 420' zadania rzeczowe przedstawione w tabl. 127. Podane w tabl. 127 normy ulegają korekcie w przypadku występowania czynników ułatwiających lub utrudniających pracę. Korekta norm następuje przez pomnożenie normy zasadniczej przez współczynniki podane w tabl. 128.

Tablica 127

Normy zasadnicze dla wykonywania wylómu w normalnych warunkach pracy

Przekrój wyrobiska m ²	Wylóm w łupku miękkim i węglu		Wylóm w piaskowcu miękkim i średnim	
	m ³ /robdn	m/robdn	m ³ /robdn	m/robdn
15	1,479	0,099	1,023	0,068
20	1,550	0,078	1,196	0,055
25	1,601	0,064	1,164	0,047
30	1,650	0,055	1,218	0,041
35	1,685	0,048	1,275	0,036
40	1,715	0,043	1,324	0,033
45	1,727	0,038	1,350	0,030
50	1,758	0,035	1,391	0,028
55	1,777	0,032	1,416	0,026
60	1,790	0,030	1,440	0,024
65	1,903	0,028	1,458	0,022
70	1,818	0,026	1,475	0,021
75	1,825	0,024	1,482	0,020
80	1,832	0,023	1,492	0,019

Przedstawione normy dla urabiania dotyczą również ładowania ręcznego. W przypadku ładowania mechanicznego podane normy pracy ulegają zwiększeniu o 16%.

Obudowa. Obudowa z betonu lub z cegły. Podane w tabl. 129 normy obejmują następujące czynności:

- odbieranie materiałów dla budowy pomostów roboczych, budowane bądź przekładanie i rozbiórka pomostów roboczych, pomoc przy opuszczaniu lub podciąganiu wiszącego pomostu roboczego oraz jego ustalanie,
- odbieranie sprzętu bądź ładowanie go do kubła, a po ukończeniu murowania oczyszczanie sprzętu i załadowanie go do kubła lub przygotowanie do wyciągania na linie i kierowanie w czasie wyciągania,
- odbiór kubłów z cegłą lub z betonem, wyładowanie i ułożenie materiałów w pobliżu stanowisk murarskich oraz uspokojenie próżnego kubła przed początkiem ciągnięcia,

- odbiór materiału dla deskowania, założenie krążyn do betono-
- wania,
- przyrządzanie zaprawy na dole oraz podawanie jej na stanowiska
- murarskie,
- ułożenie, poziomowanie i pionowanie szablону pod stopę muru
- oraz bieżące sprawdzenie muru za pomocą pionu głównego, po-
- ziomnicy i szablónów ręcznych,

Tablica 128

Wartość współczynników dla różnych warunków pracy

Rodzaj ułatwienia lub utrudnienia	Wartość współczynnika
Skąły oznaczone wyżej jako lupek miękki i węgiel, a poza tym gliny, iły itp., dające się łatwo urobić bez roboty strzelniczej	do 1,11
Skąły oznaczone wyżej jako piaskowiec miękki i średni	do 1,11
— łupki twarde piaszczyste	do 1,05
— łupki bardzo twarde piaszczyste z wtrąceniami pi-rytu, dolomitu itp	do 0,80
— piaskowce twarde zbite z wyraźnymi piaszczyznami łupliwości	do 0,77
— piaskowce bardzo twarde, drobnoziarniste, zbite, dolomity, wapienie bez oznak łupliwości	do 0,71
— piaskowce kwarcytowe specjalnie twarde i skąły z wtrąceniami buł krzemionkowych, konglomeraty	do 0,71
— skąły pochodzenia wulkanicznego, granity, porfiry, bazalty itp.	ustalone indywidualnie
Głębokość przodku szybowego:	
do 100 m	1,00
od 100 do 250 m	0,95
od 250 do 400 m	0,90
od 400 do 550 m	0,85
ponad 550 m	0,80
Woda w przodku:	
— spągowa	0,90
— stopowa gęstymi kroplami	0,85
— stropowa nieprzerwanymi strugami	0,75
— czołowa zalewająca otwory strzałowe	0,85
Iloczyn powyższych współczynników nie może przekroczyć 0,70	

Tablica 129

Norma dla obudowy murowej

Rodzaj pomostu	Czas pracy	Obudowa murowana		Obudowa betonowa	
		grubość obudowy		grubość obudowy	
	min	cm	m ³ /robdn	cm	m ³ /robdn
Pomosty przekła-	420	40	0,696	30 ÷ 40	0,755
		51	0,812		
		64	0,892		
		77	0,812	powyżej	
		do 103		40 ÷ 50	0,928
Pomosty wiszące	420	40	0,731	30 ÷ 40	0,788
		51	0,855		
		64	0,937	powyżej	
		do 103	0,855	40 ÷ 50	0,975

- murowanie i betonowanie,
- zabudowanie okapów dla odprowadzania wody ściekającej po obudowie,
- oczyszczanie powierzchni wykonanej obudowy,
- rozbiórka odeskowania.

Zbrojenie szybu. Z uwagi na różnorodność konstrukcji zbrojenia ustala się zazwyczaj normy jednostkowe dla czynności koniecznych do założenia zbrojenia.

a. *Pozostawienie gniazdek dla belek przedziałowych podczas wykonywania obudowy murowanej lub betonowej.*

Czynności objęte normą: wyznaczenie położenia gniazodka za pomocą pionu, łańcucha pomiarowego, poziomnicy i szablonu, obsadzenie ścian gniazodka, założenie stropowego deskowania przy obudowie murowanej lub skrzyni gniazdkowej przy obudowie betonowej.

Tablica 130

Norma dla wykuvania gniazdek z zawodem

Głębokość gniazdek cm	Czas kucia jednego gniazodka min	Ilość gniazdek do wykucia w ciągu 420 min szt	Przekrój gniazodka cm ²
do 30	191,4	2,195	600 ÷ 900
od 30 do 35	219,8	1,911	600 ÷ 900
od 35 do 40	253,5	1,657	600 ÷ 900

Tablica 131

Norma dla wykuvania gniazdek bez zawodu

Głębokość gniazdek cm	Czas kucia jednego gniazodka min	Ilość gniazdek do wykucia w ciągu 420 min szt	Przekrój gniazodka cm ²
do 30	162,9	2,578	600 ÷ 900
od 30 do 35	186,2	2,256	600 ÷ 900
od 35 do 40	214,7	1,957	600 ÷ 900

Normowany czas dla wykonania jednego gniazodka — 12,9 min. Ilość gniazdek do wykonania w ciągu 420 min — 32,48.

b. *Wykuvanie gniazdek dla belek w obudowie murowanej lub betonowej.*

Czynności objęte normą: wyznaczenie położenia gniazodka za pomocą pionu, łańcucha pomiarowego, poziomnicy i szablonu, wykuvanie gniazodka młotkiem mechanicznym, ładowanie urobku do kubła.

Normy gniazodka z zawodem dla belek, których obydwie końce są zamurowane podaje tabl. 130.

Normy gniazodka bez zawodów dla belek zamurowanych w jednym końcu podaje tabl. 131.

c. *Zakładanie belek i ustalanie ich w gniazdkach.*

Czynności objęte normą: odbieranie belek, zakładanie ich do gniazdek

z ewentualnym przyśrubowaniem do innych dźwigarów. Ustawienie belek według pionu z zachowaniem wyznaczonych odstępów między poszczególnymi kratami, oklinowanie końców belek w gniazdkach. Normy belek zamurowanych w obydwóch końcach podaje tabl. 132. Normy belek jednym końcem zamurowanych, drugim końcem przymocowanych do innej belki podaje tabl. 133.

Tablica 132

Norma dla belek zamurowanych w obu końcach

Rodzaj normy	Czas przebywania w miejscu pracy 420'					Długość belek m
	profil dźwigarów [NP lub INP]					
	16 ÷ 20	22 ÷ 26	28 ÷ 32	34	36	
Cz ¹⁾	150,0	160,3	—	—	—	do 4,0
Pz ²⁾	2,796	2,610	—	—	—	
Cz	178,5	212,1	222,4	—	—	od 4,0 do 5,50
Pz	2,076	1,972	1,891	—	—	
Cz	—	263,8	274,1	—	—	od 5,50 do 7,0
Pz	—	1,589	1,531	—	—	
Cz	—	315,5	325,9	336,2	356,9	od 7,0 do 8,50
Pz	—	1,322	1,288	1,241	1,056	
Cz	—	—	377,7	387,9	408,6	od 8,50 do 10,0
Pz	—	—	1,114	1,079	0,928	

¹⁾ Cz — czas na zabudowanie jednej sztuki.

²⁾ Pz — liczba zabudowanych belek w ciągu 420 min.

Tablica 133

Norma dla belek zamurowanych w jednym końcu

Rodzaj normy	Czas przebywania w miejscu pracy 420 min					Długość belek m
	profil dźwigarów [NP lub INP					
	16 ÷ 20	22 ÷ 26	28 ÷ 32	34	36	
Cz ¹⁾	98,3	108,6	119,0	129,3	139,7	do 2,0
Pz ²⁾	4,269	3,863	3,526	3,248	3,004	
Cz	—	129,9	139,7	150,0	160,3	od 2,0 do 3,0
Pz	—	3,248	3,004	2,796	2,622	
Cz	—	—	252,6	175,9	186,2	od 3,0 do 4,0
Pz	—	—	2,540	2,390	2,250	
Cz	—	—	—	201,7	212,9	od 4,0 do 5,0
Pz	—	—	—	2,076	1,934	

¹⁾ Cz — czas na zabudowanie jednej sztuki.

²⁾ Pz — liczba zabudowanych belek w ciągu 420 min.

d. Zamurowanie bądź zabetonowanie belek w gniazdkach.

Czynności objęte normą: odbiór kublów z suchą zaprawą, przyrządzanie zaprawy na dole, deskowanie i zabetonowanie bądź zamurowanie gniazdek.

Norma czasowa na jedno gniazdko 113,8 min

Liczba gniazdek do wykonania w ciągu 420 min 3,690 szt.

e. Zakładanie pomostów spoczynkowych w przedziale drabinowym.

Czynności objęte normą: odbieranie części do pomostów, ułożenie

i przykręcanie żelaznych pomostów bądź zbiecie drewnianych pomostów gwoździami (tabl. 134).

f. *Wykonanie odgrozdzenia przedziału drabinowego.*

Czynności objęte normą: odebranie dopasowanego materiału do odgrozdzenia, umocowanie odgrozdzenia do belek (tabl. 135).

g. *Ustawianie drabin.*

Czynności objęte normą: odbieranie opuszczonych do szybu drabin, ustawianie i przymocowanie drabin uchwytami (tabl. 136).

Tablica 134

Norma dla zakładania pomostów w przedziale drabinowym

Rodzaj pomostu	Czas na wykonanie 1 m ² pomostu min	Liczba m ² pomostu do wykonania w ciągu 420 min
Z bali drewnianych	82,8	5,075
Z blachy żeberkowej lub ażurowej z płaskownikami	77,6	5,413

Tablica 135

Norma dla odgrozdzenia przedziału drabinowego

Rodzaj odgrozdzenia	Czas do wykonania 1 m ² odgrozdzenia min	Liczba m ² odgrozdzenia do wykonania w ciągu 420 min
Z desek wsuwanych w uchwyty	25,9	16,241
Z desek przybijanych gwoździami	31,0	13,535
Z blachy falistej bądź siatki przymocowanej uchwytami	28,5	14,763

Tablica 136

Norma dla ustawiania drabin w przedziale drabinowym

Rodzaj i długość drabiny	Czas potrzebny na ustawienie jednej drabiny min	Liczba drabin do ustawienia w ciągu 420'
Żelazna 7,5 m	93,1	4,511
Drewniana 5,0 m	77,6	5,413

h. *Zabudowanie przewodników szybowych.*

Czynności objęte normą: odbieranie przewodników w szybie, ustawienie przewodników według pionów i przymiarów, poprawianie styków czołowych oraz tymczasowe przymocowanie; wywiercenie w przewodnikach otworów dla śrub, wykonanie wpustów na głowy śrub oraz ostateczne przykręcenie przewodników, przyciosanie i ostruganie na gładko styków przewodników (tabl. 137).

Jako przewodniki bliźniacze rozumie się przewodniki przymocowane po obydwu stronach tej samej belki przedziałowej.

Czynności pomocnicze w szybie. Są one również objęte normami.

Norma dla przewodników szybowych

Rodzaj normy	Czas pracy 420'			Rodzaj i długość przewodników
	wymiary przewodników			
	120 × 140 140 × 160	160 × 180 180 × 200	200 × 220	
Cz ¹⁾	258,6	310,9	362,1	dębowe pojedyncze
Pz ²⁾	1,624	1,353	1,160	6 m
Cz	232,8	284,5	336,2	sosnowe pojedyncze
Pz	1,804	1,476	1,248	6 m
Cz	206,9	258,6	310,3	sosnowe bliźniacze
Pz	2,030	1,624	1,353	6 m
Cz	181,0	232,8	284,5	sosnowe bliźniacze
Pz	2,320	1,804	1,476	6 m

¹⁾ Cz — czas na zabudowanie jednej sztuki.

²⁾ Pz — liczba zabudowanych belek w ciągu 420 min.

a. Zakładanie lutni wentylacyjnych w szybie.

Czynności objęte normą: odbieranie lutni w szybie, założenie opasek na lutnie, doprowadzenie pojedynczych lutni pod ciąg lutniowy, zakła-

Tablica 138

Norma dla zakładania lutni wentylacyjnych

Srednica i długość lutni	Czas pracy potrzebny na założenie jednej lutni min	Liczba lutni do założenia w ciągu 420' przez jednego robotnika
Srednica 0,40 do 0,50 m Długość 2,0 do 4,0 m	160,3	2,620

Tablica 139

Norma dla zakładania rurociągów wodnych i powietrznych

Srednica i długość rur	Czas pracy potrzebny na założenie jednej rury min	Liczba rur do założenia w ciągu 420 min przez jednego robotnika
Srednica rur 100 do 150 mm Długość rur 5000 do 6000 mm	155,2	2,707

danie uszczelek i skręcenie kołnierzy, przymocowanie lutni opaskami do dźwigarów lub obudowy (tabl. 138).

b. Zakładanie rurociągów wodnych i powietrznych w szybie.

Czynności objęte normą: odbieranie rur w szybie, założenie opasek na rury, doprowadzenie pojedynczych rur pod ciąg rurowy, zakładanie

uszczerek i skręcenie kołnierzy, przymocowanie rur opaskami do dźwigarów (tabl. 139).

c. Przemieszczanie pomostu wiszącego.

Czynności objęte normą: wysunięcie zasuw z gniazdek, sterowanie pomostem podczas przemieszczania, wsunięcie zasuw do gniazdek.

Norma czasowa dla przesunięcia pomostu od jednej kraty zbrojenia do drugiej wynosi 103,4 robmin.

d. Przekładanie drewnianych pomostów roboczych.

Czynności objęte normą: odbieranie belek nośnych, układanie ich na dźwigarach, rozebranie pokrycia starego pomostu roboczego oraz zdejmowanie pomostu bezpieczeństwa i układanie go na belkach nowo zakładanego pomostu, wydawanie belek nośnych pomostu bezpieczeństwa na powierzchnię (tabl. 140).

Tablica 140

Norma dla przekładania drewnianych pomostów roboczych

Powierzchnia szybu w świetle obudowy m ²	Czas pracy potrzebny na założenie jednego pomostu mm	Liczba pomostów do założenia w ciągu 420 min przez jednego robotnika
do 25	569,0	0,738
od 25 do 50	724,1	0,580
od 50 do 75	931,0	0,451

Wyszczególnione poprzednio normy pracy podają wartości bez uwzględnienia utrudnień. Normy te należy ustalać przy uwzględnieniu odpowiednich współczynników:

- przy wykonywaniu gniazdek w obudowie betonowej należy wychodzić z normy dla wykonania gniazdek w obudowie murowanej mnożąc normę jednostki produkcyjnej (1 gniazdko) przez współczynnik 0,95, a normę czasową (minuty) przez współczynnik 1,05,

Tablica 141

**Porównanie kosztu robót przygotowawczych z kosztami
głębienia**

Srednica szybu w świetle	Rodzaj obudowy	Koszt całkowitego głębienia 1 m szybu tys. zł	Koszt robót przygotowawczych (bez wierceń badawczych) tys. zł	Stosunek kosztów robót przygotowawczych do kosztów głębienia %
5	murowana	38 600	2200	5,7
5	betonowa	30 900	2200	7,1
5	betonitowa	29 150	2200	7,5
6	murowana	43 200	2200	5,1
6	betonowa	33 300	2200	6,7
6	betonitowa	35 600	2200	6,2
7,2	murowana	51 350	2200	3,8
7,2	betonowa	43 550	2200	5,0
7,2	betonitowa	46 850	2200	4,7

- przy wypływie wody z zamurowywanego gniazdka należy normę obniżyć przez zastosowanie współczynnika dla normy czasowej — 1,20, zaś dla normy produkcyjnej — 0,83,
- przy dopływie wody, do wszystkich norm dla wyposażenia szybu należy stosować współczynniki:

	dla norm czasowych	dla norm produkcyjnych
woda gęstymi kroplami do	1,11	do 0,90
woda nieprzerwaną strugą do	1,18	do 0,85

Przedstawione powyżej normy pracy są podstawą do planowania robót w szybach przy poszczególnych operacjach. W zależności od organizacji

Tablica 142

Koszty głębienia i obudowy jednego metra szybu z podziałem na zasadnicze grupy

Średnica szybu w świetle m	Rodzaj obudowy	Koszty, zł/m				
		robocizna	materiały bezpo- średnie	praca sprzętu	koszty ogólne	razem
5,0						urabianie skały
	murowana	5419	1 225	2747	4209	13 600
	betonowa	5419	560	3412	4209	13 600
	betonitowa	3940	890	2000	3070	9 900
						zakładanie obudowy
	murowana	2560	8 126	1430	5484	17 600
6,0	betonowa	2450	2 860	1525	3065	9 900
	betonitowa	1725	5 365	1090	3670	11 850
						urabianie skały
	murowana	5762	1 419	2924	4595	14 700
	betonowa	5762	1 419	2924	4595	14 700
	betonitowa	5010	1 250	2550	2990	12 800
7,2						zakładanie obudowy
	murowana	2858	9 545	1783	6414	20 600
	betonowa	2600	3 100	1630	3370	10 700
	betonitowa	2165	6 735	1360	4640	14 900
						urabianie skały
	murowana	7376	1 917	3775	5932	19 000
	betonowa	7376	1 917	3775	5932	19 000
	betonitowa	6540	1 700	3360	5200	16 800
						zakładanie obudowy
7,2	murowana	3370	11 225	2102	7573	24 300
						zakładanie obudowy
	murowana	3370	11 225	2102	7573	24 300
	betonowa	3080	3 620	1930	3870	12 500
	betonitowa	2620	8 130	1640	5610	18 000

robót i usprzętowania osiągana wydajność w robotach szybowych wynosi 120 do 140% przedstawionych norm. W wyjątkowych przypadkach wydajność ta wzrosła do 150 ÷ 180%.

8. Wskaźniki ekonomiczne przy głębieniu szybu

Według analizy przeprowadzonej za rok 1957 w budowie szybów dla kopalń węgla średnie wskaźniki ekonomiczne przedstawiają się następująco:

Roboty przygotowawcze. Koszt wiercenia badawczego dla szybów głębionych metodą zwykłą wynosił 450 tys. zł, na jeden szyb. Koszt robót przygotowawczych budowlano-montażowych ma charakter kosztów stałych dla szybów zgrupowanych do pewnej głębokości (350 do 500 m) oraz przy średnicach w świetle (5 do 7,2 m). Średni koszt robót przygotowawczych w przeliczeniu na 1 metr gotowego szybu wynosił 2200 zł. Koszty robót przygotowawczych dla szybów głębionych zwykłą metodą w stosunku do kosztów głębienia szybów kształtują się następująco (tabl. 141).

Koszt robót przygotowawczych ulega znacznemu zmniejszeniu w przypadkach stosowania budynków prefabrykowanych rozbiernych, które mają być używane kilkakrotnie.

Głębiecie szybu. Porównanie kosztów urabiania i obudowy jednego metra szybu dla szybów w granicach ϕ 5,0 do 7,2 m głębionych metodą zwykłą przedstawia się następująco (tabl. 142).

Koszty wykonania 1 m gotowego szybu ujęto w tabl. 143.

Tablica 143

Koszty wykonania jednego metra gotowego szybu według elementów scalonych

Średnica szybu w świetle m	Rodzaj obudowy	Koszty, zł/m						razem
		wyłom 1 m szybu	obudowa 1 m szybu	zbrojenie 1 m szybu	pro- wad- niki szy- bowe sosno- we	wier- cenie ba- daw- cze	ce- men- tacja uzu- peł- niają- ca	
5,0	murowana	13 600	17 600	2200	3700	900	600	38 600
	betonowa	13 600	9 900	2200	3700	900	600	30 900
	betonitowa	9 900	11 850	2200	3700	900	600	29 150
6,0	murowana	14 700	20 600	2700	3700	900	600	43 200
	betonowa	14 700	10 700	2700	3700	900	600	33 300
	betonitowa	12 800	14 900	2700	3700	900	600	35 600
7,2	murowana	19 000	24 300	3150	7400	900	600	55 350
	betonowa	19 000	12 500	3150	7400	900	600	43 550
	betonitowa	16 800	18 000	3150	7400	900	600	46 850

Porównanie średnich kosztów głębienia szybów metodą zwykłą w ujęciu elementów scalonych przedstawione jest w tabl. 144.

Średni procentowy udział kosztów poszczególnych procesów głębienia szybów w całkowitych kosztach w zależności od rodzaju obudowy daje tabl. 145.

Koszty wykonania jednego metra gotowego szybu

Średnica szybu w świetle m	Rodzaj obudowy	Koszty, zł/m				
		robo- cizna	materiały	praca sprzętu	koszty ogólne	razem
5,0	murowana	9 051	11 885	5 037	12 627	38 600
	betonowa	8 941	6 619	5 132	9 308	30 900
	betonitowa	6 737	8 739	3 950	8 774	29 150
6,0	murowana	9 752	13 748	5 603	14 097	43 200
	betonowa	9 194	7 303	5 450	11 053	33 300
	betonitowa	8 370	10 769	4 806	11 718	35 600
7,2	murowana	12 606	17 490	7 371	17 883	55 350
	betonowa	12 316	9 855	7 199	14 180	43 550
	betonitowa	11 020	14 148	6 494	15 180	46 850

Koszty głębenia szybu w miarę zwiększania postępu poważnie maleją w przeliczeniu na 1 m szybu, osiągając obniżkę do 20% kosztu gotowego szybu przy średnim postępie 25 m/mies. Obniżka ta obejmuje w pierwszym rzędzie robociznę, utrzymanie sprzętu i koszty ogólne. Wydatne

Tablica 145

**Średni procentowy udział kosztów procesów głębenia
w całkowitych kosztach**

Elementy kosztów	Obudowa murowana %	Obudowa betonitowa %	Obudowa betonowa %
Wyłom	35	35	44
Obudowa	45	40	30
Zbrojenie	19	20	20
Inne	1	5	6
Razem	100	100	100

obniżenie kosztów budowy szybów uzyskuje się przy zastosowaniu obudowy betonowej, dzięki zmniejszeniu grubości obudowy, średnicy szybu w wyłomie oraz możliwości zmechanizowania prac przy wykonywaniu obudowy.

LITERATURA

1. Alekin O. A.: Podstawy hydrochemii, Wydawnictwa Geologiczne, Warszawa 1956 r.
2. Andreiczew A. N.: Tubingowe Kreplenie wiertikalnych szacht, Ugletiechizdat 1950 r.
3. Badura St.: Sposoby obliczania dźwigarów szybowych. Przegląd Górniczy nr 638, 1955 r, str. 192.
4. Badura St.: Nadmierne zużywanie się przewodników drewnianych. Przegląd Górniczy nr 682, 1954 r. str. 367.
5. Badura St.: Możliwość zastąpienia przewodników dębowych sosnowymi. Przegląd Górniczy nr 674, 1954 r.
6. Badura St.: Obliczanie poprzecznych przekrojów i połączeń przewodników szybowych. Przegląd Górniczy nr 709, 1957 r.
7. Badura St.: O dźwigarach szybowych. Przegląd Górniczy nr 721, 1958 r.
8. Bajzer M.: Zależność szybkościowych wyników zgłębiania szybów od głębokości otworów świdrowych nr. 693, 1955 r.
9. Bansen H.: Der Grubenausbau, Berlin 1909 r.
10. Blitek J.: Technika strzelnicza. Centralny Zarząd Przemysłu Węglowego. Biuro Wydawnictw Technicznych, Katowice 1947 r.
11. Bergverodnung des Oberbergamtes in Dortmund für Hauptseilfahrtanlagen vom 1 August 1957 r.
12. Bokij K. W.: Gornoje dieło. Ugletiechizdat 1949.
13. Celigorow A. I.: Niekotoryje waprosy puczenia gornych porod, Ugletiechizdat, Moskwa 1949 r.
14. Czeremnych M. I.: Pnematiczeskije gruczzyki typu BCz, Ugletiechizdat, Moskwa 1955 r.
15. Dziuba W. T. i Ostaszewicz J.: Prądy błędzące. Wydawnictwa Komunikacyjne. Warszawa 1955 r.
16. Fiedorow S. A.: Gornyje kapitalnyje wyrabotki. Mietalurgizdat, Swierdłowski 1954 r.
17. Fiedorow S. A.: Prochodka i uglubka wiertikalnych stwołow szacht obycznym sposobm. Ugletiechizdat, Moskwa 1954 r.
18. Galanka J.: Jak obliczać ciśnienie górotworu na obudowę szybów w skałach zwięzłych niezawodnionych.
19. Galanka J.: Jak obliczać ciśnienie na obudowę szybów w górotworze zawodnionym.
20. Galanka J.: Szybkościowe głębiecie szybów. Przegląd Górniczy nr 626, 1950 r.
21. Gisman St.: Słownik Górniczy. Instytut Węglowy. Katowice 1949 r.
22. Hanke E.: Normatyw technicznego projektowania „Głębiecie Szybów” nr N/III/3. Centralne Biuro Projektów PW.
23. Heise-Herbst-Fritsche: Bergbaukunde Band II, Berlin 1943 r.
24. Hryniewiecki A.: Przewodniki szybów. Przegląd Górniczy nr 657, 1952 r.
25. Hryniewiecki A.: O przewodnikach stalowych sztywnych. Przegląd Górniczy nr 692, 1955 r.
26. Hryniewiecki A.: Teoria i praktyka przewodnic tocznych. Przegląd Górniczy nr 736, 1959 r.
27. Kamiński G. N., Klimentow P. P., Owczynnikow A. M.: Hydrogeologia Złóż Surowców Mineralnych. Wydawnictwa Geologiczne, Warszawa 1956 r.
28. Keil K.: Ingenieurgeologie und Geotechnik. Halle (Saale), 1951 r.
29. Krajewski R.: Geologiczna Obsługa Kopalń, Wydawnictwa Geologiczne, Warszawa 1955 r.

30. Książkiewicz M. i Samsonowicz J.: Zarys Geologii Polski, PWN Warszawa 1953 r.
31. Kotowski N. W.: Geologia inżynierska. Wydawnictwa Geologiczne. Warszawa 1955 r.
32. Kögler F.: Taschenbuch für Berg und Hüttenleute. Berlin 1929 r.
33. Krupiński B.: Zasady Projektowania Kopalń, Część I. Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1957 r.
34. Krupiński B.: Niektóre wytyczne w zakresie projektowania dla potaniania i przyspieszenia budowy kopalń. Przegląd Górniczy nr 698.
35. Kidyński A.: Obliczanie spodziewanych dopływów wody do pionowych wyrobisk górniczych. Przegląd Górniczy nr 736 1959 r.
36. Krawcow E. P.: Żelazobetonowe rury STK dla Kreplenia stwołów szacht. Szachtowe Stroitelstwo nr 6. 1957 r.
37. Kuzi i Bosacki: Katalog Tarcz szybowych. Biuro Studiów i Projektów Technicznych Przemysłu Węglowego. Katowice 1957 r.
38. Lesz M.: Mechanizacja Górniczych robót przygotowawczych i metody szybkościowe PWT. Katowice 1952 r.
39. Maliwanow O. P.: Primienienie szczyto-oboloczki pri prochodkie wiertikalnych stwołów celesoobrazno. Szachtowe stroitelstwo nr 10. 1959 r.
40. Masłow N. N.: Inżynierska geologia, Moskwa 1957 r.
41. Maruszczak M.: Wskaźniki techniczno-ekonomiczne głębienia szybów metodą normalną i metodą zamrażania górotworu. Przegląd Górniczy nr 726. 1958 r.
42. Michalik R. i Peza L.: Wody głębinowe w rejonie Ostrawsko-Karwińskim. Przegląd Górniczy nr 721. 1958 r.
43. Miksa J. i Kurza: Obudowa betonowa szybów wykonywana sposobem ślizgowym. Przegląd Górniczy nr 690, 691. 1955 r.
44. Middendorf H.: Die Mechanisierung des Abteufens. Glückauf nr 37/38. 1954 r.
45. Mizia A. i Lamparski H.: Rozpoznanie górotworu w rejonach gazowych z dużym zawadnieniem. 1959 r.
46. Mechanika Górnicza. Instytut Węglowy — Katowice. PWT. Katowice 1950 r.
47. Nosek K.: Wydajność wybierania urobku w szybach ładowarkami chwytakowymi LCH-335. Przegląd Górniczy nr 732-33. 1959 r.
48. Nowości techniczne w górnictwie światowym. WGH. Katowice 1957 r.
49. Pawłow K. W.: Górnyje raboty. Metalurgizdat, Moskwa 1947 r.
50. Piekarczyk S.: Wpływ wody na skały otaczające pokład syderytu w obszarze częstochowskim. Przegląd Górniczy nr 698. 1958 r.
51. Parysiewicz W. i Węgiński J.: Przystosowanie wież wyciągowych do równoczesnego głębienia szybu i rozcięcia złoża. Przegląd Górniczy nr 720. 1958 r.
52. Popowicz O.: Transport Kopalniany, Część 4. Wyciągi szybowe. WGH. Katowice 1957 r.
53. Pokrowskij N. M.: Głębienie szybów pionowych zwykłymi sposobami. WGH. Stalinogród 1954 r.
54. Praca Zbiorowa. Materiały Pokonferencyjne z konferencji naukowo-technicznej na temat: Problematyka i środki zmierzające do zwiększenia postępów przy głębieniu szybów. Stowarzyszenie Naukowo-Techniczne Inżynierów i Techników Górnictwa. Stalinogród 1954 r.
55. Poradnik Górnika. Tom I, II. WGH. Katowice 1958 r.
56. Pogany W.: Kurzawka. Przegląd Górniczy nr 616. 1949 r.
57. Praca Zbiorowa. Wykłady o mechanizacji robót górniczych. Zeszyt I. Ładowarki kopalniane. WGH. Katowice 1957 r.
58. Prokopienko S. N., Szejnman Ju G., Mawłjutow M. Ja.: Prowiedienie i kreplenie gornych wyrabotok. Ugletiechizdat 1952 r.
59. Pokrowskij N. I.: Prowiedienie gornych wyrabotok. Ugletiechizdat 1954 r.
60. Przepisy Technicznej Eksploatacji Kopalń Węgla. Wydawnictwo „Śląsk” — Katowice 1956 r.
61. Priklonskij W. A.: Gruntowiedzenie, wyd. 3. Gosgeotiechizdat, Moskwa 1955 r.
62. Ruppnieit K. W.: Mieczaniczeskije swojstwa gornych porod. Ugletiechizdat 1956 r.
63. Sterkowicz J.: Obudowa dołowa. Obliczenie obudowy szybów kopalnianych. Biuro Studiów i Projektów Typowych Górnictwa Węglowego. Katowice 1957 r.
64. Sprawozdanie po gornorudnom diełu. Gosudarstwiennoj nauczno techniczeskoje izdatielstwo literatury po czernoj i cwiethnoj metalurgii. Moskwa 1952 r.
65. Satustowicz A.: Mechanika górotworu — część I. WGH. Stalinogród 1955 r.
66. Szewjakow Ł. D.: Osnowy teoriji projektirowania ugodnych szacht. Ugletiechizdat. Moskwa 1950 r.
67. Szczekaczew W. H. i Panuk B. B.: Podziemna Gidrawlika Gosgeotiechizdat. Moskwa 1949 r.

68. Sztelak J.: Rozeznanie hydrogeologiczne i geomechaniczne złóż węgla kamiennych, brunatnych, soli, rud żelaza i rud metali nieżelaznych w Polsce pod kątem widzenia wyboru metody głębienia szybów. Przegląd Górniczy nr 7-8 — 1958 r.
69. Samujło J. — Górnictwo Odkrywkowe, wyd. 2, PWT Łódź — Kraków, 1959 r.
70. Totrow G. W.: Gornyje Masziny. Mietalurgizdat. 1952 r.
71. Turuta N. I.: Burozrywnyje raboty. Mietalurgizdat. 1950 r.
72. Wsiesojuznoje naucznoje inżynierno-tiechniczskoje gornoje obszczestwo. Stalin-skoje obłastnoje oddielenie. Organizacija skorostnoj prochodki wiertikalnych stwołow szacht w Donbasie Ugletiechizdat. Moskwa — 1955 r.
73. Wojno T. J. i Pentlakowa Z.: Własności techniczne skał. Wydawnictwa Geologiczne. Warszawa 1956 r.
74. Wiśniewski J.: Określenie rodzaju i stopnia agresywności wód naturalnych jako środowiska dla betonu. Biuletyn Techniczny nr 4.
75. Zalewski F. i Takuski S.: Zależność wytrzymałości muru od sposobu przewiązania cegieł. Przegląd Górniczy nr 740, 1959 r.
76. Zbiór Górniczych Przepisów Bezpieczeństwa i Higieny Pracy. WGH. Stalino-gród 1955 r.
77. Zeleznyj I M.: Prochodczyk szachtnych stwołow. Ugletiechizdat. 1957 r.

Cena zł. 72.-

Cena złotona zł. 18.-

VI

I Książka WYKONYWANIE WYROBISK

