

The background of the cover is a photograph looking down into a deep, circular shaft. The shaft's walls are made of dark, textured material, possibly concrete or rock, with visible horizontal reinforcement. At the bottom, a bright light illuminates a platform or cage. Overlaid on the left side is a white technical diagram showing a cross-section of the shaft's structure. The diagram includes various components labeled with numbers: 1, 2, 7, 8, 10, and a letter 'A'. It shows the internal structure of the shaft, including what appears to be a hoist system and various support structures.

Jan Kostrz

Głębienie szybów

Szkoła Eksploatacji Podziemnej

**Patron
Jubileuszowego wydania
Materiałów Konferencyjnych SEP
1992-2021**



KGHM
P O L S K A M I E D Ź



Głębieńie szybów

Jan Kostrz

Szkoła Eksploatacji Podziemnej

Kraków 2013

Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią
POLSKIEJ AKADEMII NAUK

Katedra Górnictwa Podziemnego
AKADEMIA GÓRNICZO-HUTNICZA

Sponsor książki
Przedsiębiorstwo Budowy Kopalń PeBeKa S.A.

Szkoła Eksploatacji Podziemnej
ul. Józefa Wybickiego 7
31-261 Kraków
tel./fax (12) 632-13-24
fax (12) 632-35-24



© Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2013

Do użytku wewnętrznego

Spis treści

Przedmowa.....	11
O Autorze	13
Wykaz oznaczeń	15
1. Wiadomości ogólne	27
1.1. Pojęcie szybu i jego zadania	27
1.2. Rodzaje szybów	30
1.3. Określanie wymiarów szybu	36
1.4. Lokalizacja szybów	46
1.5. Metody głębiania szybów.....	55
2. Prace geologiczno-badawcze	57
2.1. Prognozowanie prac	57
2.2. Przegląd stosunków hydrologicznych w polskich okręgach górniczych.....	60
2.2.1. Złoże węgla kamiennego.....	60
2.2.2. Złoże węgla brunatnego	78
2.2.3. Złoże rud miedzi	79
2.2.4. Złoże soli	87
2.2.5. Złoże rud żelaza	88
2.2.6. Złoże rud cynkowo-ołowiowych	93
2.3. Wiercenie otworów badawczych pod szyby.....	93
2.3.1. Założenia dla wierceń.....	93
2.3.2. Rodzaje wierceń	93
2.3.3. Urządzenia do wierceń badawczych.....	95
2.3.4. Projekt wiercenia.....	96
2.3.5. Przebieg wierceń i pobieranie próbek	97
2.3.6. Badanie wód w czasie wiercenia	102
2.3.7. Badanie wydobywania się gazów	108
2.3.8. Rurowanie otworu oraz zamykanie horyzontu wodnego i gazowego	109
2.3.9. Geologiczny dozór wierceń	112
2.3.10. Postępy wiercenia otworów badawczych	114
2.4. Badania hydrogeologiczne.....	117
2.4.1. Pomiar dopływu wody	117
2.4.2. Oznaczenie współczynnika filtracji.....	121
2.4.3. Określenie dopływu wody do szybu.....	126
2.4.4. Chemizm wód i ich temperatura	128
2.4.5. Występowanie gazów.....	133

2.5. Badania geomechaniczne	135
2.5.1. Skład ziarnowy	136
2.5.2. Kąt tarcia wewnętrznego skał i wskaźnik zwięzłości	136
2.5.3. Gęstość objętościowa i właściwa skał	137
2.5.4. Porowatość i wodochłonność	139
2.5.5. Cechy strukturalne górotworu	140
2.5.6. Własności wytrzymałościowe skał	141
2.5.7. Plastyczność skał	142
2.5.8. Dopuszczalne jednostkowe obciążenia gruntów	144
2.5.9. Przewodnictwo cieplne i elektryczne skał	144
3. Dobór i obliczanie obudowy szybów	147
3.1. Rodzaje obudów i warunki ich stosowania	147
3.2. Charakterystyka materiałów obudowy	149
3.2.1. Drewno	149
3.2.2. Cegła	154
3.2.3. Cement	161
3.2.4. Kruszywo	164
3.2.5. Woda zarobowa	165
3.2.6. Betony	166
3.2.7. Prefabrykaty betonowe i żelbetowe	176
3.2.8. Stal konstrukcyjna	180
3.2.9. Żelbet	181
3.2.10. Bituminy	184
3.2.11. Tworzywa sztuczne	188
3.3. Obliczanie ciśnień górotworu na obudowę szybową	190
3.3.1. Ciśnienie górotworu niezawodnionego	190
3.3.2. Ciśnienia górotworu zawodnionego	202
3.3.3. Ciśnienie nierównomierne górotworu na obudowę szybu	207
3.3.4. Wyznaczanie obciążenia normowego i obliczeniowego	210
3.4. Sposoby obliczania obudowy szybowej	222
3.4.1. Obliczanie obudowy drewnianej	225
3.4.2. Obliczanie obudowy murowej	229
3.5. Obliczanie głowicy szybowej	255
3.6. Obliczanie posadowienia obudowy	255
4. Roboty przygotowawcze do głębenia szybu	261
4.1. Harmonogram robót przygotowawczych	261
4.2. Prace miernicze przed głębeniem szybu	263
4.3. Zagospodarowanie placu budowy	266
4.4. Wykonywanie głowicy szybu	269
4.5. Budynki i urządzenia pomocnicze	277
4.6. Wieże do głębenia szybów	289

5. Urządzenia do głębenia szybów i operacje pomocnicze	295
5.1. Urządzenia wyciągowe.....	295
5.1.1. Maszyny wyciągowe.....	296
5.1.2. Liny wyciągowe i prowadnicze.....	301
5.1.3. Zawiesia naczyń wydobywczych.....	306
5.1.4. Naczynia wydobywcze	308
5.1.5. Urządzenie prowadnicze kubła.....	313
5.1.6. Prowadzenie jazdy kubłem.....	319
5.1.7. Urządzenia wyładowcze i zabezpieczające w wieży szybowej.....	321
5.1.8. Koła linowe	323
5.2. Urządzenia wyciągowe pomostów wiszących.....	324
5.3. Pomosty wiszące	325
5.4. Ładowarki mechaniczne	330
5.5. Urządzenie wentylacyjne i przewietrzanie szybów	345
5.6. Urządzenia, sposoby i organizacja odwadniania szybów w czasie głębenia.....	363
5.6.1. Odwadnianie kubłami.....	365
5.6.2. Odwadnianie pompami przodkowymi.....	367
5.6.3. Odwadnianie pompami przodkowymi i stacjonarnymi.....	369
5.6.4. Odwadnianie pompami wiszącymi	379
5.6.5. Odwadnianie iniektorami wodnymi	381
5.6.6. Odwadnianie pompami typu Mamut.....	381
5.6.7. Odwadnianie szybu za pomocą otworu wiertniczego	385
5.6.8. Organizacja i ocena poszczególnych sposobów odwadniania.....	386
5.7. Urządzenia i gospodarka powietrzem sprężonym	387
5.8. Urządzenia i gospodarka energią elektryczną	390
5.9. Urządzenia do urabiania skały i wiercenia otworów strzałowych	394
5.10. Sygnalizacja i łączność	399
5.11. Urządzenia do przygotowania i transportu materiałów wsadowych oraz urobku na powierzchni	404
5.12. Wyjścia i wyciągi awaryjne.....	408
5.13. Sprzęt osobisty i odzież ochronna oraz wyposażenie drużyn.....	409
6. Urabianie skał.....	411
6.1. Sposoby wykonywania wyłomu i obudowy	411
6.1.1. Szeregowy sposób głębenia szybu	412
6.1.2. Głębenie szybu z równoczesnym urabianiem i wykonaniem obudowy ostatecznej	414
6.1.3. Równoległy sposób głębenia szybu	418
6.1.4. Głębenie szybu z zastosowaniem pomocniczych otworów wiertniczych.....	422

6.2. Ręczne urabianie i ładowanie skały.....	424
6.3. Środki i roboty strzelnicze	428
6.3.1. Materiały wybuchowe i środki zapalcze	429
6.3.2. Sprzęt strzelniczy	433
6.3.3. Wiercenie otworów strzałowych, nabijanie i odpalanie	437
6.3.4. Zagrożenia przy prowadzeniu robót strzelniczych	446
6.3.5. Przepisy dotyczące prowadzenia robót strzelniczych w szybach	454
6.3.6. Efektywność prowadzenia robót strzelniczych	455
6.3.7. Określenie parametrów robót strzałowych na podstawie wyników strzelań wzorcowych	471
6.4. Mechaniczne urabianie i ładowanie skał	474
6.5. Obudowa tymczasowa szybu	482
7. Obudowa ostateczna szybów.....	487
7.1. Obudowa drewniana	487
7.1.1. Obudowa wieńcowa pełna.....	488
7.1.2. Obudowa wieńcowa słupkowa.....	492
7.1.3. Obudowa wieńcowa zawieszana	493
7.2. Obudowa murowa	494
7.2.1. Obudowa z cegły	496
7.2.2. Obudowa z betonitów	506
7.2.3. Obudowa betonitowo-betonowa	508
7.3. Obudowa panelowa	510
7.4. Obudowa betonowa.....	513
7.4.1. Korozja obudowy wykonanej z betonu	526
7.4.2. Przegrody oraz powłoki hydroizolacyjne	529
7.4.3. Odbiór i ocena obudowy betonowej	533
7.5. Obudowa żelbetowa	536
7.6. Obudowa tubingowa	537
7.6.1. Obudowa z tubingów żelbetowych.....	537
Literatura	539
Wykaz norm.....	545
PeBeKa – specjaliści od budowy szybów	548

Przedmowa

Głębianie szybów jest jednym z podstawowych przedsięwzięć decydujących o czasie i kosztach budowy kopalni.

Rozwój górnictwa podziemnego w Polsce wymagał zgłębiania i pogłębiania wielu szybów. Liczbę zgłębionych szybów w okresie powojennym tylko w górnictwie węgla kamiennego podano w poniższym zestawieniu.

Lata	Szyby głębiane z powierzchni [m]	Szyby pogłębiane i szybiki [m]
1946–1950	2 888	3 932
1951–1955	13 497	15 485
1956–1960	23 069	20 522
1961–1965	31 671	22 418
1966–1970	17 062	10 141
1971–1975	15 350	5 330
1976–1980	24 147	3 834
1981–1985	18 291	5 670

Pierwszą książką wydaną w języku polskim w dziedzinie głębiania szybów była moja książka pt. *Wykonywanie wyrobisk, Część I. Głębianie szybów metodą zwykłą z powierzchni* – wydana przez Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze.

Postęp techniczny w polskim budownictwie szybowym, stawiający je na światowym poziomie technicznym, zmusił mnie do opracowania nowej książki. Wykorzystując niemal czterdziestoletni staż pracy w bezpośrednim oraz pośrednim nadzorowaniu głębiania szybów, starałem się w miarę moich umiejętności przekazać w książce doświadczenie swoje i innych oraz aktualny stan wiedzy w tej dziedzinie.

Szczególnie podkreśliłem prace przygotowawcze do głębiania szybów oraz rozpoznanie hydrogeologiczne, wybór metody głębiania i dobór obudowy szybów, które to czynności mają istotny wpływ na głębianie szybu, jego czas i koszty.

Myślę, że książka ta będzie pomocna w przyswojeniu sobie wiedzy przez studentów wyższych uczelni górniczych i uczniów techników górniczych oraz we wdrażaniu postępu technicznego przez kadrę techniczną zatrudnioną w budownictwie górniczym.

Równocześnie poczuwam się do miłego obowiązku złożenia podziękowania kolegom z Zakładu Budowy Szybów, Zakładu Robót Górniczych w Mysłowicach i OBRBG „Budokop” za udostępnienie swoich opracowań oraz uwagi przy opracowywaniu tekstu. Składam również podziękowanie Zarządowi byłego Gwarectwa Budownictwa Górniczego za pomoc w przygotowaniu rękopisu do druku.

Autor

O Autorze

Jan Kostrz urodził się 11 marca 1925 r. w Krakowie, os. Kosocice. W okresie II wojny światowej ukończył Kursy Przygotowawcze do Szkół Zawodowych oraz Szkołę Górniczą w Krakowie uzyskując w 1944 roku dyplom technika górnika. Poczynając od 1943 roku, aż do roku 1945 tj. do wyzwolenia Krakowa pracował w akcji tajnego nauczania Akademii Górniczej prowadzonej przez rektora Goetla oraz profesorów Budryka, Bielskiego, Czarnockiego, Zalewskiego i innych.

W roku 1949 uzyskał na Akademii Górniczo-Hutniczej dyplom magistra inżyniera górniczego, a w roku 1965 stopień naukowy doktora nauk technicznych.

W 1949 roku rozpoczął pracę zawodową w górnictwie węglowym przy budowie nowych kopalń przechodząc wszystkie stopnie od sztygara zmianowego aż do stanowiska naczelnego inżyniera górniczego w Zjednoczeniu Budownictwa Górniczego w Katowicach i generalnego dyrektora górniczego III stopnia.

Autor wielu podręczników górniczych.



Wykaz oznaczeń

A – ilość jednocześnie odstrzelonego MW

A_b – współczynnik zależny od marki cementu i jakości kruszywa

A_n – współczynnik poziomego rozpierania

a_b – szerokość szczeliny w obudowie

a_d – odległość działania siły P_d na podporę A

a_p – współczynnik pewności

a_s – cecha sprężystości

a_s – bok kwadratowego łba śruby

a_1 – współczynnik strat powietrza

a_2 – współczynnik załadowania otworu

b – szerokość przewodnika nowego

b' – szerokość przewodnika zużytego

b_d – odległość działania siły P_d na podporę B

b_{dz} – szerokość stopy dźwigara

b_n – szerokość nacięcia przewodnika

C – współczynnik uwzględniający szorstkość ścianek koryta

c – współczynnik nierównomierności przepływu

c_n – głębokość nacięcia przewodnika

c_m – ilość cementu w betonie

c_p – wskaźnik jakości przybitki

c_u – wskaźnik usztywnienia zabioru

c_l – współczynnik o wartości 700–1000

D – średnica szybu

d – grubość obudowy

d_b – średnica belki

d_d – średnica drutu

d_e – średnica ziarn

d_l – średnica ładunku

d_m – grubość płaszcza mroźniowego wokół szybu

d_p – średnica przewodu powietrza sprężonego

d_r – średnica rurociągu

d_s – średnica zewnętrzna sworznia śruby

d_{dz} – głębokość замуrowania dźwigara w obudowie szybu

E – moduł sprężystości

E_{km} – współczynnik sprężystości

E_m – charakterystyka sprężysta

E_o – współczynnik lokalnego oporu lutni

E_s – wartość jednostkowego odkształcenia skurczowego

e – wskaźnik porowatości

e_m – wskaźnik mocy

e_o – mimośród początkowy

e_s – grubość cylindra skalnego

F – przekrój poprzeczny szybu

F_d – powierzchnia stopy dźwigara

F_k – przekrój poprzeczny koryta

F_{min} – najmniejszy rozrywany przekrój kotwi

F_l – przekrój poprzeczny przewodnika nowego

F'_l – przekrój poprzeczny przewodnika zużytego

f – wskaźnik zwięzłości skał wg Protodiakonowa

f_o – powierzchnia przekrojów otworów na śruby

f_p – powierzchnia przekroju elementarnego pierścienia obudowy

f_r – przekrój rdzenia śruby

f_s – powierzchnia docisku głowy śruby

f_z – powierzchnia odsłoniętej zabierki

f_l – wskaźnik oporu skały przeciwdziałania MW

G_m – moduł odkształcenia podstawowego

g – wielkość stopnia geotermicznego

g_f – grubość folii

H – całkowita wysokość ciągnięcia, głębokość

H_{kr} – głębokość krytyczna

H_m – wysokość manometryczna podnoszenia wody

H_{sz} – głębokość szybu

H_y – geometryczna wysokość podnoszenia wody

H_z – głębokość zanurzenia

H_l – wysokość ciągnięcia w części szybu z przewodnikami

h – spadek ciśnienia na długości 1

h_d – wysokość dźwigara

h_i – grubość danej warstwy

h_p – wysokość przewodnika nowego

h'_p – wysokość przewodnika zużytego

h_w – napór wentylatora

I – manometr bezwładności

i – promień bezwładności

i_k – liczba kotwi

i_n – nachylenie koryta

i_p – promień bezwładności przekroju przewodnika zużytego

i_{ph} – jednostkowy spadek ciśnienia hydrostatycznego

K – współczynnik nierównomierności

K_{cm} – dopuszczalna zawartość metanu w powietrzu

K – współczynnik filtracji

K_c, K_r, K_g – naprężenie dopuszczalne na ściskanie, rozciąganie i zginanie

K_j – współczynnik jednoczesności

K_k – współczynnik strukturalnego osłabienia skał
 k_p – współczynnik koncentracji naprężeń w górotworze
 k_z – współczynnik zagęszczenia
 K_1 – współczynnik zmniejszający ilość powietrza z powodu zawodnienia
 K_2 – współczynnik ucieczek powietrza
 K_3 – współczynnik właściwy nieprzepuszczalności stykowej

L – długość lutniociągu
 L_{lr} – długość równoznaczna lutniociągu
 L_r – długość rurociągu

l – długość pojedynczej lutni
 l_b – długość belki
 l_d – rozpiętość dźwigara
 l_{dr} – rozpiętość dźwigara między środkami podpartych odcinków dźwigara
 l_{dz} – pionowa odległość dźwigarów
 l_m – długość jednego ładunku MW
 l_o – długość otworu strzałowego
 l_{of} – długość otworu strzałowego w kształcie „fajki”
 l_p – długość przewodnika ulegająca wyboczeniu
 l_{pr} – długość jednego przewodnika
 l_w – wolna długość przewodników

M_g – moment zginający
 m – grubość warstwy wodonośnej
 m_b, m_i – współczynniki korekcyjne
 m_o – współczynnik wykorzystania otworów
 m_p – współczynnik wykorzystania pompy

N – moc wentylatora
 N_o – liczba otworów strzałowych
 N_t – naciąg trwały

N_w – naciąg wstępny

N_{w1} – moc maszyny wyciągowej dla wyciągu jednokubłowego

N_{w2} – moc maszyny wyciągowej dla wyciągu dwukubłowego

n – porowatość

n_b – współczynnik bezpieczeństwa

n_d – wskaźnik działania wybuchu

n_{dz} – liczba dźwigarów przypadająca na długości dwu przewodników

n_k – liczba kołków wstrzeliwanych na obwodzie szybu

n_l – współczynnik zależny od średnicy ładunku

n_{ld} – liczba ładunków

n_n – liczba naciągów na długości dwu przewodników

n_o – współczynnik zależny od głębokości otworu

n_{ob} – współczynnik obciążenia

n_{pc} – liczba części objętościowych piasku na jedną część cementu

n_{pw} – współczynnik obciążenia dla ciśnienia wody

n_w – liczba wyciągów na zmianę

n_{wr} – liczba równocześnie pracujących wiertarek

n_2 – liczba zapalników

n – współczynnik pewności przeniesienia naprężeń

P – wielkość działającej siły, obciążenie obliczeniowe obudowy

P_c – obciążenie całkowite

P_d – obciążenie całkowite przenoszone z przewodnika na jeden dźwigar

P_{kr} – wielkość działającej siły krytycznej

P_N – obciążenie normowe obudowy

$P_{\frac{z}{N}}$ – obciążenie normowe obudowy w skałach zawodnionych

P_p – siła pozioma

P_{rz} – rzeczywista siła zrywająca drut

P_s – siła docisku jednej śruby

P_w – siła zrywająca linę

P_x, P_y, P_z – siły działające na wspornik

p – ciśnienie

p_b – ciśnienie boczne

Δp – spadek ciśnienia na lutniociągu

Q – obciążenie statyczne

Q_c – całkowite zapotrzebowanie powietrza sprężonego

Q_k – ilość powietrza potrzebna do przewietrzania komory

Q_m – ilość wydzielającego się metanu

Q_{mw} – całkowite zużycie MW

Q_{ot} – wielkość ładunku w otworze

Q_p – ilość powietrza

Q_{pw} – ilość powietrza sprężonego dla wszystkich wiertarek

Q_{pw1} – ilość powietrza sprężonego dla jednej wiertarki

Q_{p1}, Q_{p2} – wydajność pompy

Q_w – ilość dopływającej wody

Q_1 – ciężar użyteczny naczynia wydobywczego

Q_2 – ciężar martwy naczynia wydobywczego

q – przepływ wody z warstwy przewodniej

q_l – ciężar liny

q_f – masa pasa folii hydroizolacyjnej

q_m – właściwe zużycie MW do urabiania

q_{m1} – jednostkowe zużycie MW do urabiania

q_p – ciepło 1 kg powietrza o znanej temperaturze

q_{ph} – masa pasa hydroizolacji przypadająca na jeden kołek

q_{sil} – ciepło wydzielane przez silnik

q_{fr} – ciepło wydzielane przez transformator

R – wytrzymałość średnia betonu

R_{bk} – wytrzymałość charakterystyczna betonu na ściskanie

R_{bzk} – wytrzymałość charakterystyczna betonu na rozciąganie

$\overline{R_G}$ – wytrzymałość gwarantowana betonu
 b

R_U – wytrzymałość umowna betonu

R_c – wytrzymałość na ściskanie

R_{cal} – opór całkowity

R_{cs} – rezystancja obwodu strzałowego

R_d – wytrzymałość obliczeniowa drewna

R_{dep} – promień leja depresyjnego

R_g – wytrzymałość na zginanie

R_i – wytrzymałość poszczególnych próbek

R_k – wytrzymałość charakterystyczna drewna

R_l – rezystancja linii strzałowej

R_N – wytrzymałość normowa

R_p – promień zasięgu strefy plastycznej

R_r – wytrzymałość na rozciąganie

$\overline{R_r}$ – średnia wytrzymałość folii

R_{ul} – całkowity opór lutniociągu

R_w – opór właściwy

R_z – opór zapalnika

R_{zc} – wytrzymałość zaprawy na ściskanie

r – promień szybu w wylomie

r_{al} – opór aerodynamiczny 1 m lutniociągu

r_h – promień hydrauliczny

r_o – promień otworu pompowego

r_r – opór przepływu dla całego rurociągu

r_{ul} – opór jednostkowy lutniociągu

r_w – promień wewnętrzny obudowy

r_z – promień zewnętrzny obudowy

S – powierzchnia przekroju przodku

s – stopień bezpieczeństwa

s_c – odchylenie standardowe wytrzymałości na ściskanie

s_d – głębokość osadzenia dźwigara w obudowie szybowej

s_l – odległość końca lutni od przodku

s_s – wskaźnik struktury skały

T – ogólny czas ciągnięcia w szybie

T_1 – czas trwania jednego wyciągu

t_n – czas napełniania

t_o – czas manipulacji kubłami

t_p – czas przewietrzania

t_w – czas wiercenia

t_z – czas mechanicznego ładowania

t_1 – czas podciągania pompy i strzelania

t_2 – czas przewietrzania szybu

t_3 – czas odpompowywania wody spływającej po ociosach

V – pojemność naczynia, wyrobisk

V_p – objętość pustek w 1 m³ urobku

V_u – objętość wody w pustkach urobku

v – prędkość naczynia wydobywczego

v_p – prędkość powietrza

$v_{p\min}$ – minimalna prędkość powietrza

v_s – średnia prędkość wody w rurociągu

v_{ss} – średnia prędkość wody w rurociągu ssawnym

v_{st} – średnia prędkość wody w rurociągu tłocznym

v_w – prędkość wiercenia jedną wiertarką

W – linia najmniejszego oporu skały

W_l – wydajność ładowarki

W_p – wskaźnik wytrzymałości przekroju przewodnika

W_x, W_y – wskaźniki wytrzymałości dźwigara

w – ilość wody w betonie

Z – siła wyrywająca kotew

z – liczba odpowiadająca objętości zaprawy w 1 m³ betonu

z_s – liczba śrub wzdłuż długości dwu przewodników

x_p – dopuszczalne zużycie przewodnika na płaszczyźnie przedniej

y_p – dopuszczalne zużycie przewodnika na płaszczyźnie bocznej

α_w – współczynnik uwzględniający wilgotność drewna

β – współczynnik wyboczenia

γ – ciężar objętościowy

γ_b, γ_{bb} – współczynniki materiałowe dla betonu

γ_m – współczynnik materiałowy

δ_{sk} – ciężar właściwy skały

δ_w – ciężar właściwy wody

Δ – gęstość załadowania otworu MW

η – sprawność pompy

η_o – współczynnik wykorzystania otworu

λ – smukłość

μ – współczynnik tarcia

ν – współczynnik Poissona

ν_z – współczynnik zmienności

ξ – gęstość właściwa

ξ_d – współczynnik dynamiczny

$\sigma_c, \sigma_g, \sigma_r$ – naprężenia ściskające, zginające i rozciągające

σ_l – naprężenia podłużne

σ_{oc} – naprężenia dopuszczalne

σ_{red} – naprężenia zredukowane

σ_t – naprężenia obwodowe

$\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$ – naprężenia działające równolegle do osi x, y, z

φ – kąt tarcia wewnętrznego skał

$\Phi^{(n)}$ – charakterystyczna wartość kąta tarcia wewnętrznego skały

$\Phi^{(r)}$ – obliczeniowa wartość kąta tarcia wewnętrznego skały

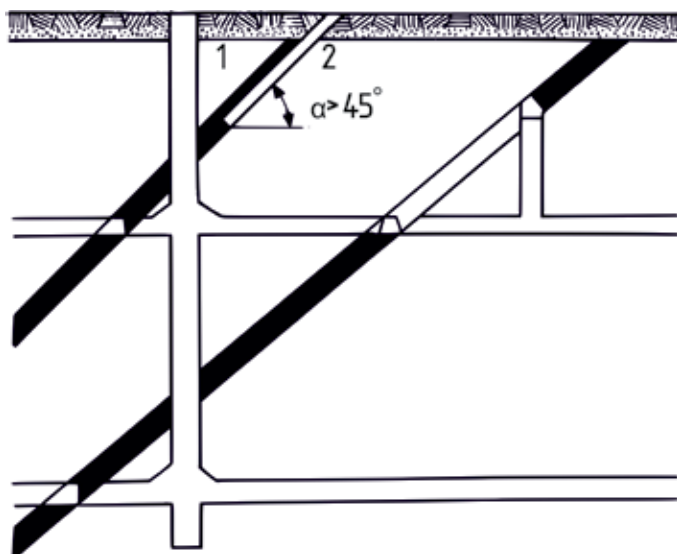
ω – stopień nierównomierności

1. Wiadomości ogólne

1.1. Pojęcie szybu i jego zadania

Górnictwo pionowe lub pochyłe o nachyleniu większym niż 45° , mające bezpośrednie połączenie z powierzchnią ziemi lub innymi wyrobiskami górnictwem, nosi nazwę szybu. Wyrobiska takie są główną arterią komunikacyjną kopalni.

Szyby mogą być wyrobiskami kapitałnymi lub pomocniczymi (Rys. 1.1).



Rys. 1.1. Zastosowanie szybów do udostępniania złóż kopalin użytecznych.
1 – szyb pionowy, 2- szyb pochyły, 3 – szyb ślepy

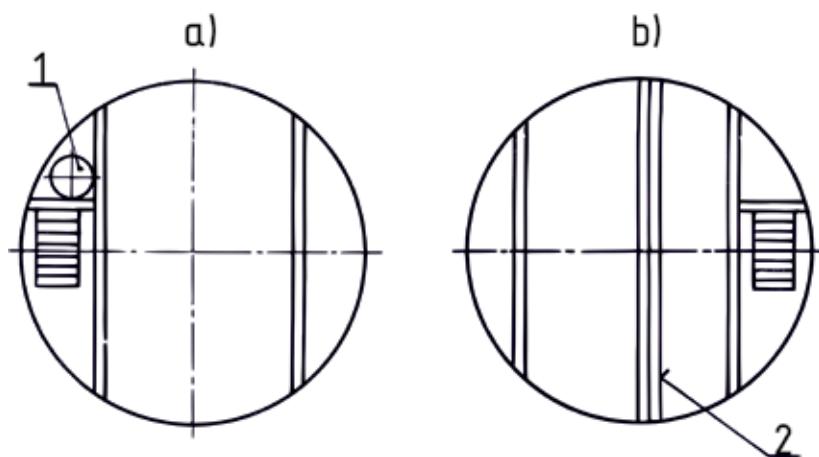
W pierwszym przypadku szyby służą do zjazdu i wyjazdu ludzi z podziemi kopalń, do wydobywania na powierzchnię kopalin użytecznych, opuszczania i wyciągania maszyn, sprzętu oraz różnych materiałów, dostarczania powietrza świeżego i odprowadzania zużytego, doprowadzania kabli elektrycznych, rurociągów wodnych, podsadzkowych i powietrza sprężonego.

W drugim przypadku szyby są zwykle wyrobiskami pomocniczymi i służą do dostarczania powietrza świeżego i odprowadzania zużytego, jak również w okresie ich budowy do dostarczania materiałów, maszyn i wydobywania urobku.

Zgodnie z przepisami bezpiecznego prowadzenia robót podziemnych, muszą istnieć co najmniej dwa szyby w każdej kopalni jako drogi dojścia i wyjścia z pod-

ziemi oraz przepływu powietrza. W wyjątkowych przypadkach można prowadzić podziemne roboty, a nawet eksploatację przy istnieniu tylko jednego szybu (np. zlikwidowane już kopalnie soli w Wapnie i Inowrocławiu prowadziły w ten sposób eksploatację przez kilkadziesiąt lat). W tym przypadku w szybie musi być zabudowana przegroda lub lutniociąg.

Przepływ powietrza w szybie jest w zasadzie jednokierunkowy: w dół do kopalni wpływa jednym szymbem powietrze świeże, drugim szymbem wypływa z kopalni powietrze zużyte. W niektórych przypadkach istnieją w szymbach oba kierunki przepływu. Zachodzi to w czasie głębienia szybu i wykonywania poziomych wyrobisk udostępniających (przed połączeniem z drugim szymbem), gdy przewietrzanie przodku odbywa się lutniami (Rys. 1.2a), albo przewietrzania pewnej partii złoża tylko jednym szymbem. W tym ostatnim przypadku szymb dzieli się (Rys. 1.2b) na dwie części szczelnymi pionowymi przegrodami wentylacyjnymi.

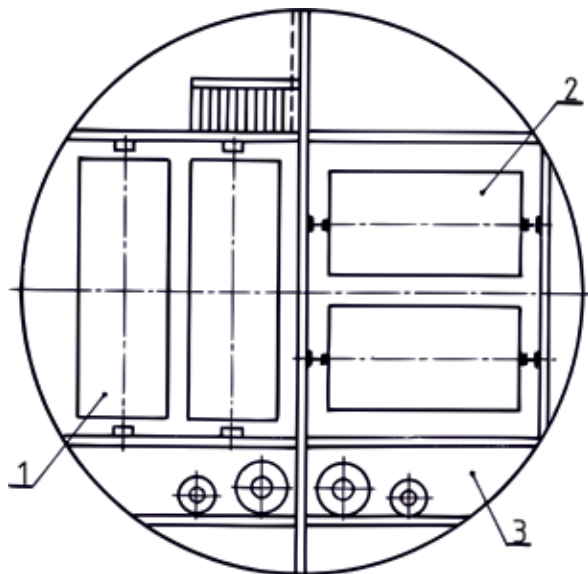


Rys. 1.2. Przykłady przepływu powietrza w jednym szymbie w dwóch kierunkach:
a – przy zastosowaniu lutni 1, b – przy zastosowaniu przegrody wentylacyjnej 2

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

Belki stalowe (dźwigary) lub drewniane w szymbie stanowiące konstrukcję nośną i prowadniczą dla urządzenia wyciągowego, drabin szymbowych, rurociągów nazywa się uzbrojeniem lub zbrojeniem szybu.

Zamontowane w szybie kable, rurociągi, przewoźniki, urządzenia sygnalizacyjne i urządzenia załadownicze oraz wyładownicze naczyń wydobywczych nazywa się wyposażeniem szybu.



Rys. 1.3. Przykład podziału tarczy szybu: 1 – przedział klatkowy, 2- przedział skipowy, 3 – przedział rurowy

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. 1.3). Pionowo w szybie wyróżnia się następujące odcinki:

- odcinek górny, czyli tzw. głowicę szybu; łączy ona szyb bezpośrednio z powierzchnią ziemi lub poziomymi wyrobiskami kopalnianymi;
- środkowy odcinek szybu; stanowi jego główną część składową;
- dolny odcinek szybu, czyli tzw. rzap; jest to część szybu położona poniżej podszybia najniższego poziomu.

1.2. Rodzaje szybów

Klasyfikację szybów można przeprowadzić, uwzględniając wiele różnych parametrów, jak np.:

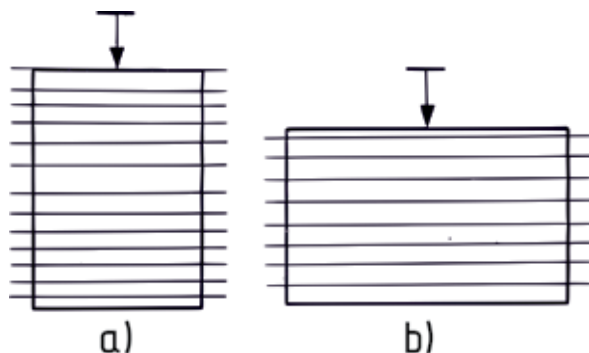
- kształt tarczy szybu,
- głębokość, wielkość przekroju poprzecznego i nachylenie,
- przeznaczenie,
- sposób wykonywania.

Ze względu na kształt poprzecznego przekroju (tarczę szybu) szyby podzielić można na prostokątne, beczkowe, eliptyczne i okrągłe.

O wyborze danego kształtu przekroju poprzecznego szybu decydują: jego przeznaczenie, przewidywany okres eksploatacji i panujące warunki hydrogeologiczne w miejscu głębionego szybu.

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

W szybach głębionych w skałach o małej zwięzłości, jak również na większej głębokości obudowa drewniana nie zapewnia dostatecznego bezpieczeństwa. Wprawdzie właściwe ułożenie przekroju prostokątnego w stosunku do nachylenia warstw skalnych (Rys. 1.4) stwarza możliwość zastosowania szybu o przekroju prostokątnym na większej głębokości lub w trudniejszych warunkach hydrogeologicznych, lecz są one z natury ograniczone wytrzymałością drewna, podstawowego materiału obudowy, stosowanego przy tego rodzaju przekrojach szybów.



Rys. 1.4. Usytuowanie szybu w stosunku do nachylenia warstw skalnych:
a – korzystne, b – niekorzystne.

Dalszymi względami, które przemawiają za stopniowym ograniczeniem budowy szybów o przekroju prostokątnym z obudową drewnianą, są krótki czas trwałości obudowy (10 do 20 lat) oraz duże koszty remontu obudowy.

Należy jednak zaznaczyć, że prostokątny kształt szybu charakteryzuje się najkorzystniejszym wykorzystaniem poprzecznego przekroju szybu pod względem rozmieszczenia w nim naczyń wyciągowych, przedziału drabinowego, przedziałów rurowego i kablowego.

Wykorzystanie poprzecznego 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 wg tablicy 1.1.

Tablica 1.1. Wykorzystywanie tarczy szybów o różnych przekrojach poprzecznych.

Przekrój szybu	Stosunek wykorzystania Tarczy szybu
Prostokątny	1,00
Beczkowy	0,78
Eliptyczny	0,73
Okrągły	0,70

Z tablicy 1.1 wynika, że dla umieszczenia w szybie okrągłym takich samych urządzeń jak w szybie prostokątnym trzeba wykonać ok. 30% więcej wyłomu i obudowy niż przy przekroju prostokątnym.

Z tych względów nawet obecnie stosuje się w państwach zachodnich (RFN, Belgia) pogłębianie szybów już istniejących do znacznych głębokości o przekroju prostokątnym. Nowe szyby o przekroju prostokątnym zgłębiono również w latach 70. ubiegłego wieku w Afryce Południowej.

Jakkolwiek pod względem rozmieszczenia urządzeń w tarczy szybu przekrój prostokątny jest najkorzystniejszy, to jednak pod względem wentylacyjnym kształt prostokątny, zwłaszcza z obudową drewnianą, jest mniej korzystny niż przekrój okrągły, ze względu na większy opór dla przepływającego powietrza.

Opór stawiany przez ściany szybu przy przepływie powietrza zależny jest zarówno od kształtu poprzecznego przekroju szybu, jak i od jego wyposażenia i materiału obudowy.

Tablica 1.2. Wartość współczynnika oporu α dla szybów o różnej charakterystyce

Przekrój i charakterystyka szybu	Wielkość współczynnika oporu α
Szyby okrągłe betonowe:	
- bez drabin i belek	2
- z obudową murową (kamień, cegła)	4
- bez obudowy	15
Szyby okrągłe:	
- bez drabin bez obudowy z belkami i przewodnikami	20 ÷ 30
- z obudową murową	10 ÷ 15
- z obudową murową i drabinami	20
Szyby prostokątne z obudową drewnianą:	
- bez drabin, belek i przewodników	10 ÷ 15
- z belkami i przewodnikami	20 ÷ 25
- z belkami, przewodnikami i drabinami	30 ÷ 35

Zależność tę charakteryzuje (Tabl. 1.2) wielkość współczynników oporu α w zależności od rodzaju ścian przewodu (wg Budryka). Przekroje beczkowe i eliptyczne szybów stanowią kształt przejściowy z przekroju prostokątnego do okrągłego. Kształt ten wprowadzono przy wykonywaniu murowanej obudowy szybu w postaci sklepień przeciwstawiających się naporowi skał i wody znacznie lepiej aniżeli obudowa drewniana. Bardzo często obudowę beczkową lub eliptyczną stosowano przy przebudowie starych szybów w obudowie drewnianej, gdy zachodziła konieczność usunięcia skały zwietrzałej i odspojonej od calizny, szczególnie na dłuższych ścianach szybu.

Eliptyczny przekrój szybu obecnie najczęściej znajduje zastosowanie w szybach pochyłych z wodoszczelną obudową betonową.

Przy głębinie szybów głębokich i w skałach słabych, gdzie ciśnienia górotworu są większe, względy wentylacji i wydajności pracy przy głębinie skłaniają do stosowania okrągłego przekroju szybu. Za takim przekrojem przemawia również łatwość orientowania przodku szybowego przy użyciu tylko jednego pionu oraz korzystniejszy układ otworów strzałowych, jak również mechanizacja ładowania

urobku oraz łatwiejsze wykonywanie obudowy zwłaszcza przy użyciu stalowych przesuwnych odeskowań (nie trzeba wykonywać naroży). Obecnie w Polsce i na świecie wszystkie nowe szyby mają przekrój okrągły.

Przekrój beczkowy stosuje się przy pogłębieniu szybów, gdy pogłębiany odcinek nie przekracza 100 m.

Ze względu na głębokość szyby można podzielić na:

- płytkie do 250 m,
- średnie do 500 m,
- głębokie do 1000 m i więcej.

Należy zaznaczyć, że procentowy udział szybów dwóch ostatnich grup w nowo budujących się kopalniach, szczególnie w przemyśle węglowym, znacznie się zwiększa. Szyby płytkie budowane są obecnie bardzo rzadko i to na ogół w celu poprawy wentylacji lub przy zastosowaniu podsadzki hydraulicznej.

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

Ze względu na średnicę szybu w świetle szyby dzieli się na:

- szybiki do 3 m,
- szyby małe od 3,0 do 4,5 m,
- szyby średnie od 4,5 do 6,0 m,
- szyby duże powyżej 6,0 m.

W normie BN-81/0414-15 określono nominalne średnice szybów o przekroju kołowym. Rozróżnia się przy tym średnice nominalne, tj. średnice teoretyczne, względem których dopuszczalne są odchyłki wykonania. Norma ustala następujące średnice nominalne: 400, 450, 500, 550, 600, 650, 700, 750, 800, 850, 900, 950 i 1000 cm.

Zalecane jest stosowanie następujących średnic: 600, 750, 800 i 900 cm. Szybiki to szyby charakteryzujące się niewielką głębokością (do 200 m) oraz niewielką średnicą poprzecznego przekroju (przy przekroju okrągłym do 3,0 m średnicy w świetle).

W związku z eksploatacją węgla na dużych głębokościach od 700 do 1000 m oraz budowaniem dużych jednostek wydobywczych średnice nowo budowanych

szybów ze względów wentylacyjnych oraz koncentracji wydobywania uległy znacznemu zwiększeniu. Średnice szybów w świetle wynoszą najczęściej 7,5, 8,0, a nawet 9,0 m.

Również ze względu na konieczność stosowania coraz grubszych obudów w pogarszających się warunkach hydrogeologicznych i geotechnicznych średnice szybów w wyłomie uległy także znacznemu zwiększeniu.

Dotyczy to również budowanych kopalń rud miedzi, chociaż ze względu na ciężar właściwy wydobywanego minerału i mniejsze naczynia wyciągowe szyby mogą mieć mniejsze średnice.

Ze względu na nachylenie osi podłużnej szyby dzieli się na (Rys. 1.1):

- pionowe,
- pochyle.

Bardzo często nazwa szybu związana jest z jego funkcjonalnym przeznaczeniem w okresie eksploatacji, np.:

- szyb wyciągowy lub wydobywczy; szyb zaopatrzony w urządzenie wyciągowe do ciągnięcia urobku, materiałów lub jazdy ludzi;
- szyb pomocniczy lub materiałowy; szyb spełniający pomocnicze zadanie w czasie eksploatacji; służy do opuszczania materiałów i sprzętu, doraźnej jazdy ludzi i wydobywania urobku; 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 kopalni materiał podsadzkowy;
- szyb wdechowy; szyb, którym powietrze wpływa do kopalni; jest on najczęściej również szybem wyciągowym;
- szyb centralny; szyb mający dominujące znaczenie 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 materiału długiego;
- szyb ślepy; wyrobisko pionowe wewnątrz kopalni niewychodzące na powierzchnię ziemi (**Rys. 1.1**);
- szybik rurowy; szybik, w którym są instalacje rurociągów podsadzkowych, wodnych lub powietrznych;
- szybik zsypny (zsypnia); szybik służący do zsypywania urobku pod własnym ciężarem.

Ze względu na stosowane metody głębenia można wyróżnić:

- szyby głębione bezpośrednio z poziomu ziemi; wydobywanie urobku, opuszczanie i zjazd odbywają się z powierzchni ziemi;
- szyby głębione z danego poziomu kopalni; wydobywanie urobku, opuszczanie materiałów, zjazd ludzi mogą się odbywać z poziomu kopalnianego; maszyna wyciągowa do głębenia może być usytuowana na powierzchni ziemi, jak i na danym poziomie w kopalni;
- 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 głębenia jest z dołu do góry (w celu uzyskania połączenia z wyżej leżącym wyrobiskiem);
- szyby głębione metodą zwykłą; szyby, których zgłębenie 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 głębeniu przed przystąpieniem do bezpośredniego urabiania skał wykonuje się różnego rodzaju zabiegi, umożliwiające urabianie i wybieranie skały oraz wykonywanie obudowy ostatecznej szybu.

1.3. Określanie 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 i na odwrót), co należy również uwzględnić 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 uwzględnić górnicze przepisy bezpiecznego prowadzenia kopalń węgla, rud, soli i innych kopalń ustalanych przez odpowiednie władze resortowe dla kopalń węgla, rud i soli.

Według obowiązujących w przemyśle węglowym przepisów prowadzenia ruchu i gospodarki złożem w podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny jazda ludzi szybem nie powinna się odbywać z prędkością większą niż 12 m/s.

Czas jednego wyciągu, bez uwzględnienia przerw w jeździe naczynia wydobywczego, przyjmuje się na podstawie rzeczywistej maksymalnej prędkości ciągnięcia oraz maksymalnego dopuszczalnego przyspieszenia i opóźnienia z uwzględnieniem dopuszczalnej przeciążalności silnika.

Rozmieszczenie naczyń wydobywczych i ich wielkość wywierają decydujący wpływ na średnicę szybu i jego przekrój. Uzależnione to jest od tego, czy szyb przeznaczony jest do wydobywania urobku skipami lub wozami o dużej lub małej pojemności.

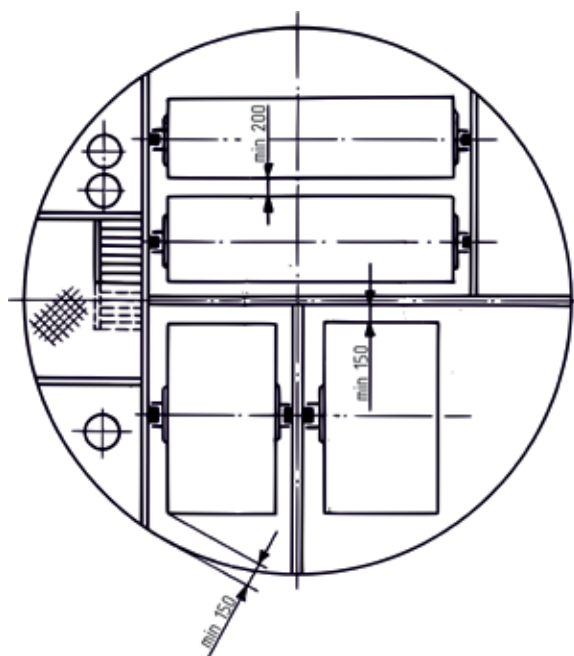
Przyjmuje się, że wyciąg klatkowy powinien zapewnić zjazd i wyjazd załogi jednej zmiany w ciągu 30 do 40 minut.

Wielkość powierzchni podłogi piętra klatki przypadającej na jedną osobę przy wysokości piętra klatki powyżej 1,75 m powinna wynosić co najmniej 0,18 m². Dla określenia zdolności wydobywczej sporządza się harmonogram pracy wyciągu zarówno dla jednej zmiany i całej doby, przy czym do czasu pracy wyciągu należy

doliczyć 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 h, uwzględniając współczynnik nierównomierności wydobywania wynoszący 1,15.

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

Stosownie do szczegółowych przepisów prowadzenia ruchu i gospodarki złożem w podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny i brunatny elementy zbrojenia szybowego, przejmując obciążenia od naczyń wydobywczych, powinny wykazywać co najmniej 2,8-krotny współczynnik bezpieczeństwa przy wydobywaniu, a 4-krotny przy jeździe ludzi (uwzględniając maksymalne zużycie określone w warunkach technicznych zbrojenia szybowego wydane przez byłe Ministerstwo Górnictwa i Energetyki w porozumieniu z Wyższym Urzędem Górnictwem).

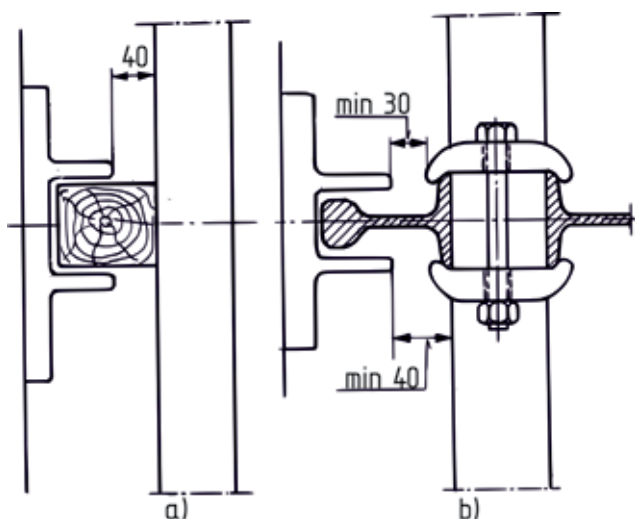


Rys. 1.5. Dopuszczalne odległości naczyń wydobywczych od belek przedziałowych i obudowy.

Dopuszczalne eksploatacyjne odstępy przy prowadzeniu naczyń z pomocą prowadników sztywnych między najbardziej wysuniętymi częściami maszyn wydobywczych

bywczyc (Rys. 1.5) i stałymi elementami szybu oraz między mijającymi się naczyniami nie mogą być mniejsze niż:

- 200 mm – między naczyniami, w miejscu ich mijania się w szybie (w przypadku braku miejsca w tarczy szybu odstęp ten może być wyjątkowo zmniejszony do 150 mm);
- 150 mm – między naczyniem a obudową szybu oraz między naczyniem a belkami szybowymi (w przypadku braku miejsca w tarczy szybu odstęp ten może być wyjątkowo zmniejszony do 100 mm);
- 40 mm – między naczyniem a belkami szybowymi, do których umocowany jest przewodnik (Rys. 1.6);
- 30 mm – między uchwytem przewodnika a przewodnicą przy przewodnikach szynowych (Rys. 1.6).



Rys. 1.6 Tolerancja zabudowania przewodników: a – drewnianych, b- stalowych.

Przy wyciągach awaryjnych i rewizyjnych dopuszczalne odstępy nie mogą być mniejsze niż:

- 200 mm – w miejscu mijania się naczynia wyciągu awaryjnego lub rewizyjnego z naczyniem urządzenia wyciągowego znajdującego się w przedziale sąsiednim;
- 30 mm – między naczyniem a obudową szybu;

- 50 mm – między naczyniem a belkami szybowymi.

Przy projektowaniu nowych urządzeń wyciągowych z prowadzeniem naczyń wydobywczych za pomocą przewodników sztywnych podane poprzednio wielkości odstępów należy powiększyć o tolerancje wykonania obudowy i uzbrojenia.

Przy prowadzeniu naczyń wydobywczych za pomocą przewodników linowych – ze względu na ich znaczną elastyczność – odstępów te muszą być większe. Szczegółowe odstępów w tym przypadku określają przepisy resortowe.

Przy projektowaniu szybu należy uwzględnić dopuszczalne odchyłki obudowy szybowej od osi szybu.

Dopuszczalną odchyłkę odległości obudowy od osi szybu w dowolnym przekroju przyjmuje się w zależności od rodzaju obudowy:

- dla obudowy murowej z cegły, betonitów, betonu lub obudowy mieszanej ± 50 mm,
- dla obudowy tubingowej $+8,5$ mm, $-7,5$ mm.

Tablica 1.3. Wielkość odchyłek osi pionowej szybu od pionu

Głębokość szybu m	Odchyłka graniczna mm
100	13
200	19
300	23
400	27
500	31
600	33
700	35
800	38
900	40
1000	43

Dopuszczalna odchyłka osi pionowej szybu od pionu rzeczywistego wzrasta wraz z głębokością szybu i jest uzależniona od nieuniknionych błędów pomiarów mierniczych w czasie głębinienia.

Wielkość tych odchylek podano w tablicy 1.3. Wymiary i usytuowanie przedziałów rurowego i kablowego określa się na podstawie liczby rur i kabli oraz średnic i sposobów umocowania. Przy projektowaniu należy również uwzględnić dostęp do nich z urządzenia wyciągowego w celu dokonywania konserwacji i wymiany.

W szybach i szybikach, w których odbywa się jazda ludzi, powinien znajdować się przedział drabinowy na całej długości szybu, gdy szyb lub szybik jest jednoprzedziałowy, oraz na tym odcinku szybów i szybików wieloprzedziałowych, w których jest jedno urządzenie wyciągowe. W szybach i szybikach jednoprzedziałowych, w których odbywa się jazda ludzi, może być zainstalowany zamiast przedziału drabinowego wyciąg awaryjny stały lub przewoźny. Wyciągi te przewiduje się również w szybach bez urządzeń wyciągowych i bez przedziału drabinowego.

Zgodnie z przepisami przedział drabinowy powinien spełniać następujące wymagania:

- dostęp do przedziału drabinowego powinien być możliwy z każdego poziomu na tym odcinku szybu, w którym on jest zabudowany;
- powinien być oddzielony od innych przedziałów przepierzeniem tak zbudowanym, aby można było łatwo je zdemontować z naczynia wydobywczego;
- powinien być wyposażony w pomosty spoczynkowe zabudowane w odstępach nie większych niż 9,0 m, połączonych drabinami o kącie nachylenia nieprzekraczającym 80° ;
- otwory w pomostach powinny być tak zlokalizowane, aby schodzący po drabinie nie trafił w otwór, a prześwit pomiędzy drabiną a obudową szybu wynosił nie mniej niż 0,6 m;
- minimalne wymiary otworów w pomostach powinny wynosić 0,7 m w kierunku długości drabiny i 0,6 m w kierunku szerokości drabiny;
- drabiny powinny być umocowane do belek nośnych pomostu i wystawać minimum 1 m ponad jego krawędź; zamiast wystającej części drabiny można stosować odpowiednio umieszczone uchwyty;
- otwory wejściowe przedziału powinny być zamykane klapą;
- przedział drabinowy powinien być czynny na całej długości.

Tymczasowe przedziały drabinowe przy głębinieniu szybów i szybików nie muszą być podparte na belkach nośnych przedziału spoczynkowego. Drabiny wykonuje

się najczęściej ze stali CNP8, przy czym szerokość drabiny musi wynosić 0,4 m, a odstęp między szczeblami 0,35 do 0,4 m. Pomosty spoczynkowe wykonuje się z blachy żeberkowej grubości 5 + 2 mm lub – w celu zmniejszenia oporów dla przepływającego powietrza – z kratownic stalowych. Poniżej najniższego poziomu szybu znajduje się część szybu zwana rząpiem.

Głębokość rządu szybu określają następujące parametry:

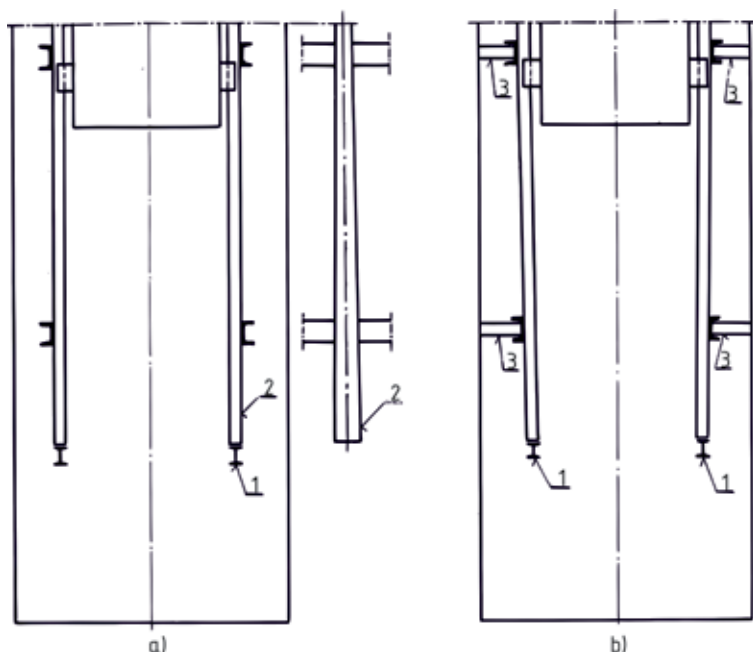
- wolna droga przejazdu,
- dopływ wody do szybu i pojemność zbiornika wody w rząpiu,
- inne względy konstrukcyjne.

Rząpie powinno być wyposażone w:

- bezpieczne dojście z poziomu podszybia,
- urządzenia odwadniające lub specjalne wyrobiska górnicze do odprowadzania wody,
- sygnalizację dopuszczalnego stanu zawodnienia rządu.

Pod naczyniem wydobywczym nieobciążonym, stojącym w technologicznie najniższym dolnym położeniu powinna się znajdować wolna droga przejazdu równa co najmniej wolnej drodze przejazdu naczynia wyciągowego w wieży szybowej.

Przez wolną drogę przejazdu w rząpiu rozumie się ten odcinek szybu, o który naczynie może przejechać swoje dolne położenie zanim napotka na stałą przeszkodę, którą może być dno szybu, pomost lub belka prowadnicza liny wyrównawczej. Na wolnej drodze przejazdu naczynie wydobywcze powinno być hamowane przez odpowiednie urządzenie. Hamowanie naczynia wydobywczego w rząpiu powinno zaczynać się po przejechaniu na wolnej drodze co najwyżej 2 m od najniższego dolnego położenia.



Rys. 1.7 Zakończenie ciągu przewodników w rzępiu szybu:

a – przewodniki zgrubione, b- przewodniki zbliżone

1 – belki oporowe, 2- przewodniki zgrubione, 3 – oparcie przewodników zbliżonych.

W czasie hamowania maksymalne opóźnienie przy jeździe ludzi nie powinno przekraczać 30 m/s^2 . Na wolnej drodze przejazdu w rzępiu muszą być zabudowane sztywne przewodniki zgrubione lub zbliżone, wsparte końcami na belkach oporowych. Przewodniki zbliżone muszą mieć ponadto oparcie od strony ociosu szybu (Rys. 1.7).

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

Zbliżenie lub zgrubienie przewodników powinno wynosić 2% dla każdego przewodnika w stosunku do jego długości. Długość drogi, na której przewodniki są zbliżone lub zgrubione, nie może przekraczać 5 m, a po osiągnięciu maksymalnego zbliżenia lub zgrubienia dolny bieg hamujących powierzchni przewodników powinien być równoległy.

W miejscu nawrotu liny wyrównawczej powinno być zbudowane urządzenie zapobiegające tworzeniu się pętli. Urządzenie to nie może stawiać oporu przekraczającego 20% siły zrywającej linę nośną w przypadku podnoszenia go naciągiem liny wyrównawczej.

Najniższą część rząpia szybu stanowi zbiornik dla spływającej do szybu wody wraz ze szlamem kopalnianym, miałem węglowym, a niekiedy – dla mieszaniny podsadzkowej. Głębokość tego odcinka projektuje się w zależności od przepływu wód i przedostających się zanieczyszczeń oraz od przyjętego sposobu odwadniania i oczyszczania rząpia szybowego. Rząpie powinno być odwodnione i utrzymane w czystości do takiej głębokości, aby odległość od pętli liny wyrównawczej lub dolnej krawędzi obciążników (w przypadku linowego prowadzenia naczyń wyciągowych) do poziomu zanieczyszczenia wynosiła co najmniej 2,0 m.

Wydażność urządzeń odwadniających rząpie szybu powinna zapewniać 100% rezerwy w stosunku do normalnego dopływu wody do rząpia.

W przypadku stosowania wyciągów skipowych powiększa się długość rząpia w celu zmieszczenia komory skipowej i urządzeń załadowniczych dla skipu.

Niekiedy zdarza się, że 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 wentylacyjnych, gdy szyb ma takie zadanie. Wielkość tarczy szybu zależna jest od stosunku całkowitej ilości powietrza przepływającego przez szyb do dopuszczalnej prędkości jego przepływu:

$$F \geq \frac{Q_p}{v},$$

gdzie:

F – powierzchnia tarczy szybu, m^2 ,

Q_p – ilość przepływającego powietrza, m^3/s ,

v – prędkość przepływu powietrza, m/s .

Największa dopuszczalna prędkość przepływu powietrza nie może przekraczać:

- w szybach, szybikach (pionowych i pochyłych): 8 m/s,
- w szybach, szybikach wydobywczych, w których nie odbywa się jazda ludzi: 12 m/s,
- w szybach wentylacyjnych niemających urządzeń wyciągowych oraz w kanałach wentylacyjnych: 15 m/s.

Na podstawie analizy przytoczonych parametrów można określić najkorzystniejsze rozmieszczenie urządzeń w szybie oraz w końcowym efekcie ustalić średnicę szybu w świetle.

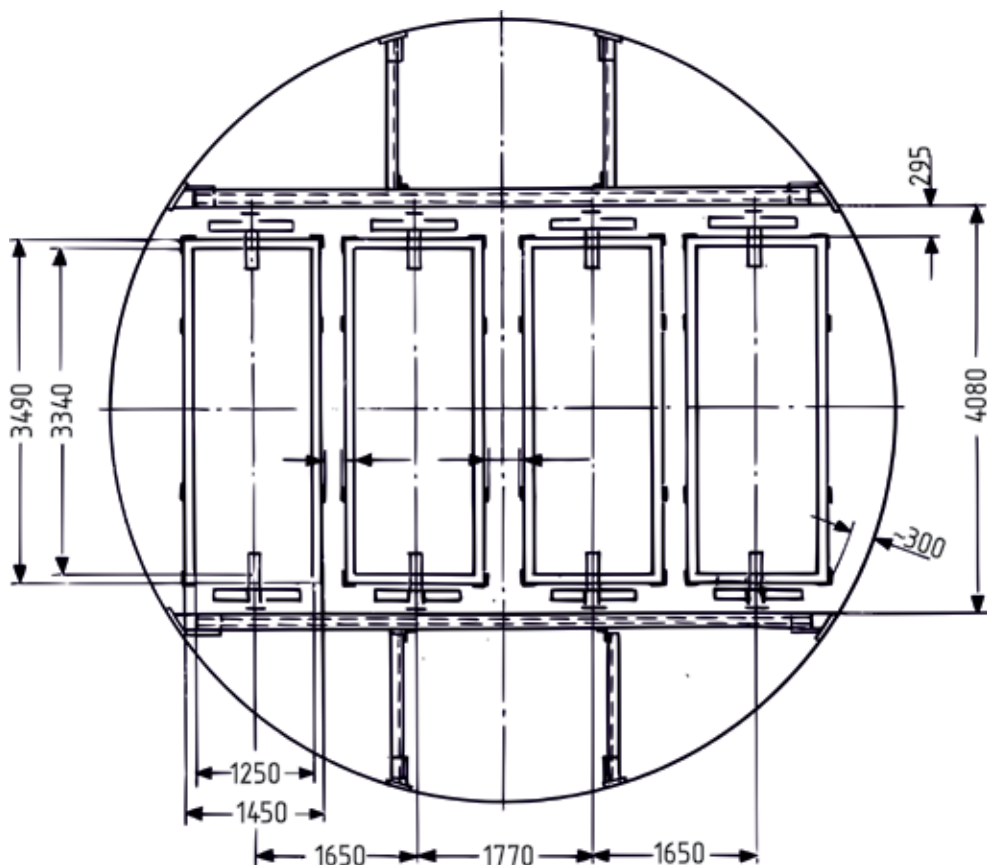
Obecnie dla szybów i szybików stosowane są następujące średnice w świetle: 3,0, 3,5, 4,0, 5,0, 5,2, 5,5, 6,0, 7,0, 7,2, 7,5, 8,0 i 9,0 m.

W górnictwie węglowym najczęściej stosowanymi obecnie średnicami są średnice 6,0, 7,5, 8,0 i 9,0 m. W górnictwie rud miedzi stosuje się najczęściej średnicę 6,0 m.

W latach 1960–1980 dla nowych kopalń węgla kamiennego stosowano podstawowe tarcze szybów wydobywczych, tj. szybu głównego i pomocniczego.

Za kryteria podziału i opracowania tych tarcz przyjęto:

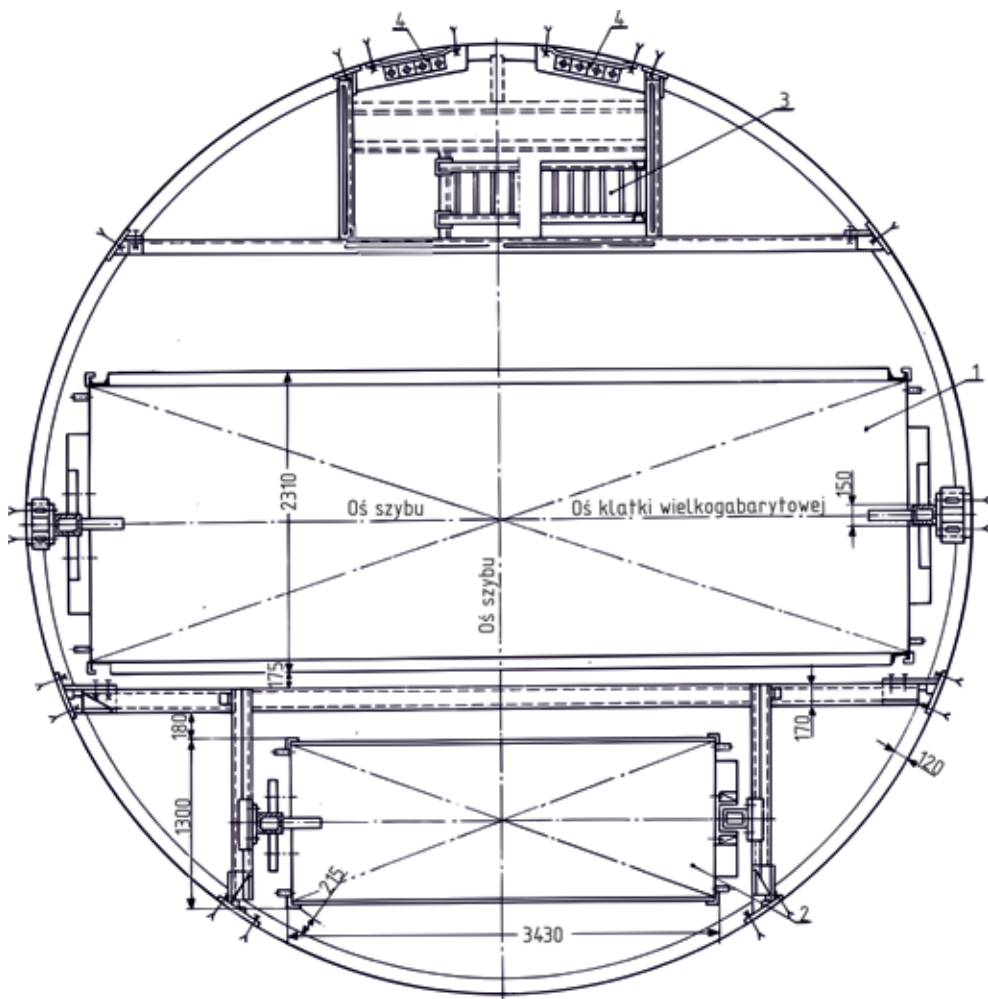
- wielkość wydobycia 3000, 4000, 5000, 6000 i 800 t/d netto przy czterech różnych głębokościach wydobywania od 600 do 1000 m; przyjęto przy tym, że przy wydobyciu do 6000 t/d kopalnie są jednopoziomowe, a od 6000 t/d – dwupoziomowej; ustalono także wielkość tarcz szybowych dla wydobycia od 1000 do 2500 t/d przy głębokości wydobywania od 250 do 500 m;
- wielkość klatek i związaną z nią wielkość wozów o pojemności 0,75, 1,0 i 1,5 t dla wydobycia do 2500 t/d, oraz wielkość wozów o pojemności 2,5 t przy szerokości skrzyni 960 i 1100 mm dla wydobycia powyżej 3000 t/d;
- wielkość skipów o masie użytecznej 7,5, 10 i 15 t.



Rys. 1.8. Tarcza szybu dwuprzędzłowego o średnicy 8,0 m za skipami o dużym udźwigu.

Po roku 1970 budowano kopalnie o dużej koncentracji wydobycia, tj. 20 000 t/d oraz o głębokości powyżej 1000 m i średnicach szybów od 8,0 do 9,0 m i masie użytecznej naczyń skipowych do 30 t (Rys. 1.8).

Zwiększenie stopnia mechanizacji robót skłoniło również do budowania szybów wyposażonych w klatki wielkogabarytowe, w celu umożliwienia transportu bez potrzeby demontażu stosowanych powszechnie urządzeń (kombajny, obudowy zmechanizowane – rysunek 1.9).



Rys. 1.9. Tarcza szybu z klatką wielkogabarytową.

1 – klatka wielkogabarytowa, 2 – przeciwiężar, 3- przedział drabinowy, 4 – uchwyty kablowe.

1.4. Lokalizacja szybów

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 całej kopalni.

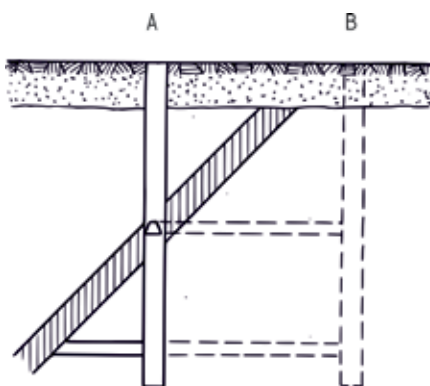
W zależności od umiejscowienia szybu w stosunku do zakładu górniczego (szybów głównych i zabudowań kopalń) rozróżnia się szyby zlokalizowane:

- peryferyjnie, tj. poza właściwym zakładem górniczym, przeważnie na granicy obszaru lub pola górniczego;
- centralnie, tzn. w obrębie właściwego zakładu górniczego.

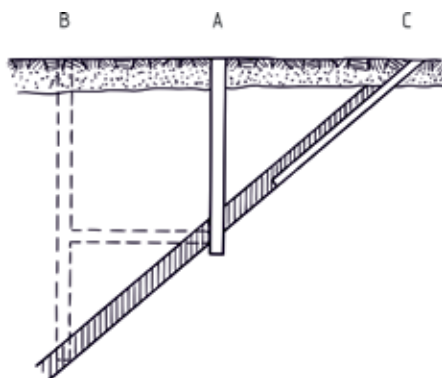
Lokalizacja szybów centralnych jest złożonym i trudnym zagadnieniem. Należy tu przeprowadzić analizę wielu czynników, często sprzecznych ze sobą.

Do najważniejszych czynników, które należy brać pod uwagę, zalicza się:

- dostęp do najniższej części złoża,
- liczbę robót kamiennych,
- koszty przewozu urobku,
- czas osiągnięcia pełnego wydobycia,
- straty kopaliny użytecznej,
- koszty utrzymania wyrobiska,
- położenie ze względu na warunki powierzchniowe,
- położenie ze względu na stosunki hydrogeologiczne,
- koszty budowy szybu,
- czas głębenia szybu w stosunku do czasu budowy całej kopalni.



Rys. 1.10. Usytuowanie szybu względem złoża użytecznego:
A – usytuowanie korzystne, B – usytuowanie niekorzystne.



Rys 1.11. Usytuowanie szybu ze względu na szybkość udostępniania złoża:
A – usytuowanie korzystne, B – usytuowanie niekorzystne,
C – udostępnienie w najkrótszym czasie.

Usytuowanie szybu w miejscu 1, jak to pokazano na rysunkach 1.10 i 1.11, jest korzystniejsze aniżeli usytuowanie w miejscu 2.

W okresie eksploatacji złoża koszt przewozu urobku wpływa kapitalnie na rentowność zakładu, a więc i na efektywność inwestycji. Dla osiągnięcia najniższych kosztów przewozu na dole szyb należy umiejscowić w takim miejscu, aby liczba tonokilometrów potrzebnych dla przewiezienia pod ziemią wybieranej kopaliny użytecznej i skały płonnej była jak najmniejsza.

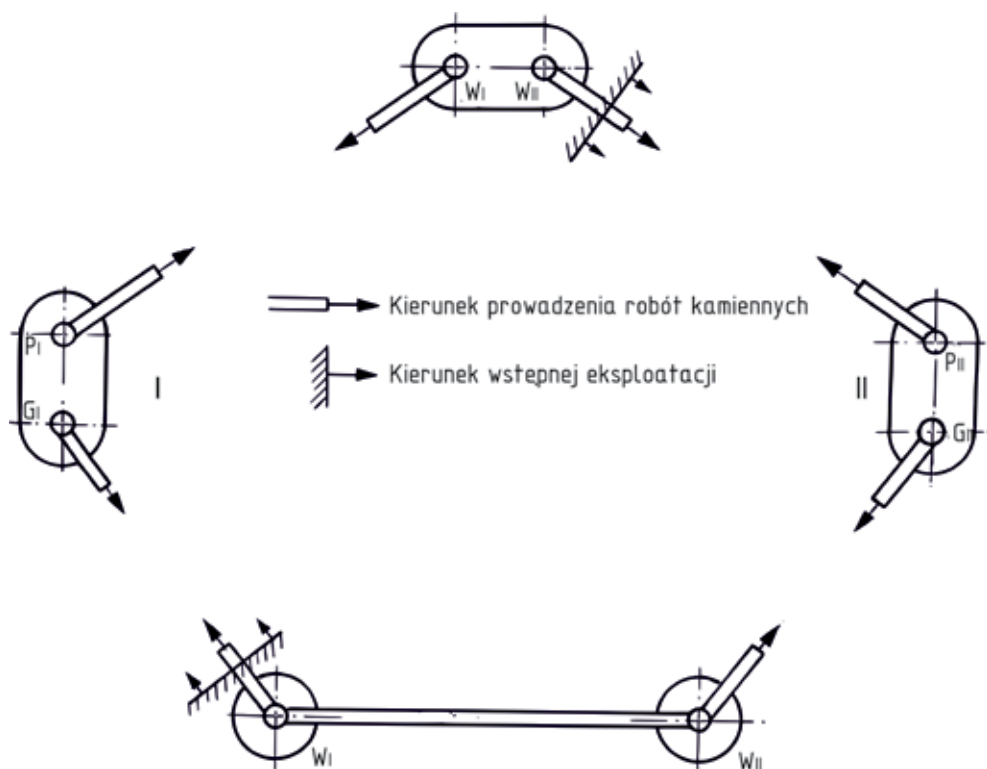
Osiągnięcie pełnego wydobywania w możliwie najkrótszym czasie będzie łatwiejsze przez głębinie szybu pionowego w punkcie A, jak to pokazano na rysunku 1.11, aniżeli w punkcie B. W jeszcze krótszym czasie można osiągnąć wydobywanie przez głębinie w punkcie C szybu pochylego.

Osiągnięcie pełnego wydobywania w czasie możliwie najkrótszym przy budowie nowych kopalń można uzyskać drogą tzw. grupowej budowy kopalń lub sposobem łańcuchowym przez wykorzystanie szybów peryferyjnych.

Grupowa budowa kopalń polega na wzajemnym powiązaniu przynajmniej dwu kopalń (dwu szybów) znajdujących się w budowie, zwiększeniu liczby punktów udostępniających (szybów i przecznic) złoża oraz rozpoczęciu wstępnej eksploatacji jeszcze przed wykonaniem wszystkich robót górniczych i budowlano-montażowych w zakładzie zasadniczym. Na rysunku 1.12 przedstawiono tego rodzaju budowę kopalń.

Równocześnie z budową zakładów zasadniczych (głębień 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 zakładów zasadniczych. Zależnie od sposobu eksploatacji w zakładzie zasadniczym (jednoskrzydłowej lub dwuskrzydłowej) szyby te mogą być położone w jednym lub w obu skrzydłach zakładów zasadniczych.

Położenie szybów wentylacyjnych może być bliźniacze lub też zlokalizowane oddzielnie, jak pokazano na rysunku 1.12.



Rys. 1.12. 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

Szyby wentylacyjne głębi się w pierwszym etapie do pierwszego poziomu eksploatacyjnego kopalń. Wskazane jest, aby głębień tych szybów wyprzedzało głębień

szybów głównych i do ich głębenia były zastosowane maszyny wyciągowe i wieże, umożliwiające prowadzenie poziomych robót górniczych i eksploatacji wstępnej.

Po zgłębieniu szybów wentylacyjnych do pierwszego poziomu urządzenie służące do głębenia przedstawia się na wykonywanie robót poziomych. W pierwszej kolejności należy połączyć oba szyby wentylacyjne w celu osiągnięcia wentylacji obiegowej dla prowadzenia dalszych robót. Następnie należy wykonać „nitkowe” wyrobisko w kamieniu w kierunku zakładów zasadniczych. Po wydrążeniu tych wyrobisk na dostateczną odległość można przystąpić do prowadzenia wyrobisk korytarzowych w pokładzie, a następnie rozpocząć wstępną eksploatację z ogólnym kierunkiem posuwania się frontu w kierunku zakładu zasadniczego.

Po zgłębieniu szybu pomocniczego w zakładzie zasadniczym należy, po połączeniu z szybem głównym i ustaleniu wentylacji, prowadzić wyrobiska kamienne w kierunku połączenia z wyrobiskami korytarzowymi prowadzonymi z szybu wentylacyjnego. Równocześnie należy z tego szybu prowadzić roboty w podszybiach, w wyrobiskach obiegów wozów, komorach skipowych itd.; na powierzchni należy prowadzić budowę wieży i urządzeń wyciągowych szybu głównego. Po ukończeniu głębenia szybu głównego budowę urządzeń na powierzchni kopalni powinno się uintensywnić.

Po wydrążeniu wyrobisk kamiennych prowadzonych z obydwu kierunków, należytem przygotowaniu w zasadniczym zakładzie dróg transportowych, urządzeń wyciągowych i innych należy prowadzoną z szybu wentylacyjnego eksploatację przenieść do szybów głównych zakładu zasadniczego. Kierunek frontu eksploatacji będzie prawidłowy, gdyż przesuwac się będzie od granic do szybu.

Sposób ten wymaga równoczesnego głębenia większej liczby szybów, a zatem większych nakładów pieniężnych. Jednak głębenie większej liczby szybów dla nowo budujących się kopalń węgla kamiennego, np. w okręgu rybnickim, podykutowane było względami dużej metanowości, a więc i tak musiało być wykonane.

Przejęcie wydobywania na pewien okres przez szyby wentylacyjne wymaga budowania prowizorycznych urządzeń transportowych i załadunkowych dla węgla i kamienia, jak również pomieszczeń dla kilkusetosobowej załogi. Jednak koszt tych urządzeń nie jest duży, jeżeli uwzględni się możliwość wykorzystania urządzeń słu-

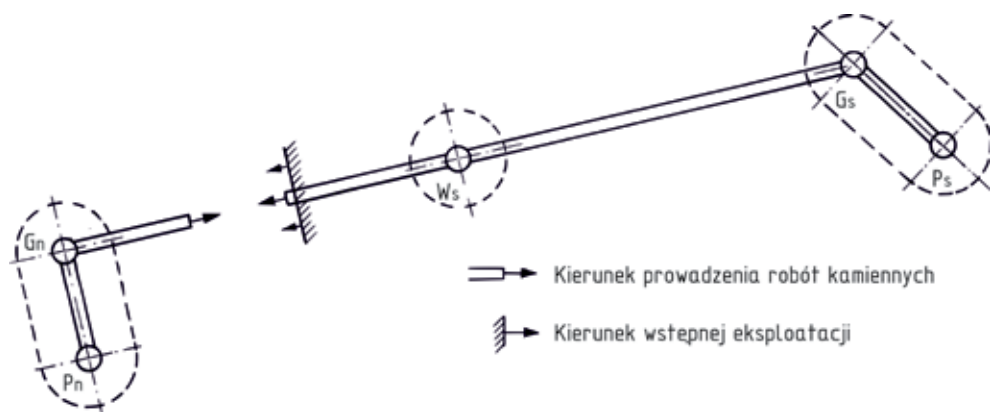
zących do głębiania szybów (np. sprężarki, łaźnia, pomieszczenia administracyjne i magazyny).

Sposób ten umożliwia skrócenie czasu prowadzenia robót poziomych w kamieniu o połowę oraz zapewnia przygotowanie przez wstępną eksploatację szerokiego frontu wybierania dla zakładu zasadniczego. Niezależnie od tego umożliwia on skompletowanie w okresie wstępnej eksploatacji załogi i urządzeń tak, że z chwilą podjęcia eksploatacji przez zakład zasadniczy możliwe będzie osiągnięcie od razu znacznego wydobywania.

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

W opisany sposób zaprojektowano budowę kopalń Jastrzębie i Moszczenica.

Sposób łańcuchowy budowy kopalń może być zastosowany w przypadku budowy nowej kopalni w sąsiedztwie kopalni starej na nowo zbadanym nadaniu lub wydzielonym z dużego obszaru górniczego starej kopalni. Sposób ten możliwy jest do zastosowania, gdy w pobliżu nowej kopalni znajduje się peryferyjny szyb wentylacyjny starej kopalni (Rys. 1.13).



Rys. 1.13. 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 nowej kopalni, P_n – szyb pomocniczy nowej kopalni.

W tym przypadku równocześnie z głębianiem szybów głównego i pomocniczego nowej kopalni należy istniejący szyb peryferyjny w starej kopalni dostosować do

możliwości wydobywania węgla i kamienia. Następnie należy z szybu wentylacyjnego poprowadzić przecznice w kierunku szybu głównego nowej kopalni, umożliwiając tym samym rozpoczęcie robót przygotowawczych w złożu, a także ewentualną eksploatację wstępną.

Po połączeniu się wyrobisk kamiennych prowadzonych z szybu wentylacyjnego z wyrobiskami prowadzonymi z szybu głównego nowej kopalni i dostatecznej rozbudowie urządzeń wyciągowych na powierzchni, wydobywanie z szybu wentylacyjnego przenosi się do nowej kopalni.

Ten tzw. łańcuchowy sposób budowy kopalni umożliwia skrócenie okresu prowadzenia wyrobisk poziomych prawie o połowę i pozwala nowej kopalni na osiągnięcie w krótkim czasie znacznego wydobywania.

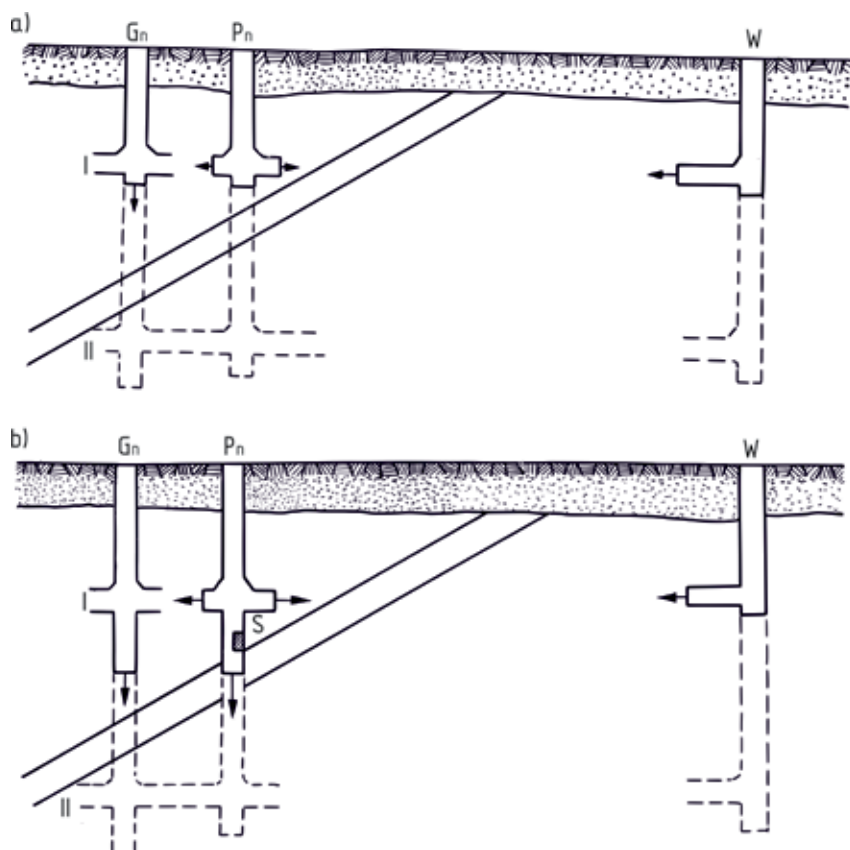
Dwupoziomowa budowa kopalń. Niezależnie od możliwości przyspieszenia budowy kopalń pojedynczych i zespołowych przez wykorzystanie szybów sąsiednich opisanych poprzednio istnieje możliwość uzyskania większej koncentracji robót, tj. głębienia szybów z jednoczesnym prowadzeniem wyrobisk poziomych.

Sposób ten stosować można w większości budowanych kopalń węglowych w których uzyskanie pełnego wydobywania projektowane jest z dwu poziomów.

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

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

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



Rys. 1.14. Schemat przyspieszenia budowy kopalni:

a – przy zatrzymaniu głębienia szybu pomocniczego, b – bez zatrzymania głębienia szybu pomocniczego; G_n – szyb główny, P_n – szyb pomocniczy, W – szyb wentylacyjny, s – sztuczny rzap i półka skalna; I – pierwszy poziom, II – drugi poziom;

Dwa rozwiązania przedstawiono na rysunkach 1.14a i b. Na rysunku 114 pokazano sposób prowadzenia budowy pierwszego poziomu eksploatacyjnego przy czasowym wstrzymaniu głębienia szybu pomocniczego.

Kolejność prowadzenia poszczególnych robót jest w tym przypadku następująca: z chwilą pogłębiania szybu pomocniczego (P_n) do I poziomu następuje przerwa w głębieniu szybu. Urządzenia służące do głębienia szybu przystosowuje się do robót poziomych i rozpoczyna się prowadzenie poziomych robót górniczych na poziomie I.

W tym przypadku do robót poziomych wykorzystywane mogą być nawet oba wyciągi zainstalowane w szybie pomocniczym. Podobnie postępuje się przy głębieniu szybu wentylacyjnego W, położonego na peryferiach kopalni.

Z chwilą zgłębiania szybu W do poziomu I następuje przerwa w głębieniu i po przystosowaniu urządzeń wyciągowych do transportu poziomego wozami rozpoczyna się prowadzenie wyrobisk poziomych na zbiciu z wyrobiskami prowadzonymi od strony szybu pomocniczego.

W tym czasie prowadzi się głębienie szybu głównego G_n do poziomu II. Z chwilą jego ukończenia szyb główny przystosowuje się do wydobywania, które można rozpocząć po wykonaniu niezbędnych prac na poziomie I.

Po wykonaniu na poziomie I robót przygotowawczych prowadzonych z szybu pomocniczego i wentylacyjnego można podjąć dalsze głębienie tych szybów do poziomu II, a następnie prowadzić z nich roboty udostępniające i przygotowawcze na poziomie II.

Zaletą tego sposobu przyspieszenia budowy kopalń jest to, iż głębienie szybów i prowadzenie udostępniających i przygotowawczych robót poziomych oraz eksploatacja nie przeszkadzają sobie wzajemnie.

Wadą jest konieczność ponownego organizowania głębienia szybów do poziomu II. Sposób ten zastosowano przy budowie kopalni Szczygłowice. Na rysunku 1.14b pokazano sposób, w którym w przeciwieństwie do poprzednio opisanego nie przerywa się głębienia szybu pomocniczego do poziomu II, lecz tylko jeden z wyciągów służących do głębienia przystosowuje się do prowadzenia robót korytarzowych na poziomie I, za pomocą zaś drugiego wyciągu szyb głębi się do poziomu II.

Dla ochrony przodku głębionego szybu pod poziomem I wykonuje się pod wyciągiem pomost zabezpieczający dolną część szybu oraz tymczasowe (sztuczne) rzępie S dla gromadzenia wody.

Sposób ten eliminuje przerwę w głębieniu szybu, jednak stwarza duże utrudnienia przy głębieniu szybu, w szczególności zaś w kopalniach metanowych, gdzie też nie może być zalecany.

Najmniejsze straty złoże użytecznego ze względu na pozostawiony wokół szybu filar ochronny uzyskuje się wtedy, gdy szyb przebija pokład możliwe płytko.

W przypadku zlokalizowania szybu na wychodniach złoża lub poza nimi filar ochronny szybu jest zbędny.

Niekiedy korzystne jest lokalizowanie szybu w dużej szczelinie uskokowej lub w miejscu wymycia złoża. Wtedy również straty substancji użytecznej są znikome. Jednak zlokalizowanie szybu w miejscu zaburzeń geologicznych może być niekorzystne dla głębienia szybu i jego obudowy ze względu na trudne warunki hydrologiczne. Uzyskanie najmniejszych kosztów utrzymania wyrobisk poziomych jest możliwe, gdy szyb jest zlokalizowany pośrodku pola górniczego.

Warunki powierzchniowe niejednokrotnie wpływają na lokalizację szybów, zwłaszcza szybów centralnych znajdujących się na terenie zakładu górniczego. Zmusza do tego konieczność dysponowania odpowiednim obszarem do rozlokowania powierzchniowych zabudowań kopalni, konieczność posiadania połączenia z linią kolejową oraz z siecią dróg kołowych, lokalizacja osiedli mieszkaniowych, ukształtowanie terenu, itp.

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

Należy unikać 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 itp., jak również w miejscach zalewnych okresowo wodą.

Praktyka wykazała, że niejednokrotnie korzystniejsze jest zlokalizowanie szybu w większej odległości i prowadzenie dłuższych poziomych wyrobisk udostępniających, aniżeli głębienie szybu w trudnych warunkach hydrologicznych. Uzyskuje się przez to nie tylko zmniejszenie kosztów całości robót udostępniających, ale również skraca się ich czas.

1.5. Metody głębienia szybów

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

Wykonywanie nowego odcinka istniejącego już szybu nazywa się pogłębianiem szybu.

Ze względu na usytuowanie urządzeń do głębienia wyróżnia się szyby gębione z powierzchni ziemi oraz szyby gębione z danego poziomu kopalni.

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

- metodą zwykłą,
- metodami specjalnymi.

Do specjalnych metod gębienia szybów zalicza się te metody, podczas których przed przystąpieniem do bezpośredniego urabiania skał wykonuje się różnego rodzaju zabiegi umożliwiające urabianie skał oraz wykonywanie obudowy ostatecznej szybu.

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

W pracy tej omówiono gębienie szybów metodą zwykłą. Dla ujęcia całości zagadnienia omówione jednak zostaną te prace przygotowawcze, które są wspólne dla obu metod.

Zaznaczyć należy, że szyb może być gębiony początkowo metodą specjalną, a po zagębieniu go do pewnego poziomu dalsze gębienie może odbywać się metodą zwykłą. Niekiedy kolejność zastosowania obu metod gębienia może być odwrotna.

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

2. Prace geologiczno-badawcze

2.1. Prognozowanie prac

Przed przystąpieniem do projektowania głębinienia szybu należy dokładnie rozpoznać górotwór, w którym ma być głębiniony szyb.

Zakres stosowanych badań zależy od stopnia rozpoznania hydrogeologicznego terenu. Na terenach nowych, dziewiczych wymagane są bardziej dokładne badania aniżeli na terenach, gdzie w pobliżu projektowanego szybu głębiniono już poprzednio szyby.

Przy projektowaniu głębinienia szybu nie wystarczają zwykłe dane hydrogeologiczne zebrane przy rozpoznaniu zasobów złoża, ale wymagane jest przeprowadzenie dodatkowych badań hydrogeologicznych.

Badania hydrogeologiczne potrzebne do zaprojektowania właściwej metody głębinienia szybu to najczęściej jedno lub kilka wierceń badawczych, analiza stosunków hydrogeologicznych na sąsiednich szybach i otworach wiertniczych oraz badania geotechniczne.

Rozeznanie geologiczne w miejscu głębinienia 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 głębinienia szybu. Na przykład określenie warunków hydrogeologicznych w utworach pylastych, bez właściwej oceny własności geomechanicznych tych skał, może doprowadzić do przyjęcia przez projektanta zwykłej metody głębinienia szybu, uwarunkowanej niewielkim dopływem wody. Będzie to jednak mylna decyzja, gdyż w utworach pylastych, nawet z niewielkim dopływem wody, głębinienie szybu metodą zwykłą jest niemożliwe.

Również wybór metody głębinienia szybu w zawodnionych skałach pylastych metodą cementacji lub studni depresyjnych byłby niewłaściwy.

Pełne rozeznanie hydrogeologiczne i geomechaniczne powinno dawać ocenę następujących parametrów:

1. pod względem hydrogeologicznym:
 - charakter litologiczny warstw skalnych,

- liczba warstw wodonośnych,
 - głębokość występowania poszczególnych horyzontów wodonośnych i grubość warstw wodonośnych,
 - ciśnienie hydrostatyczne i hydrodynamiczne w poszczególnych warstwach wodonośnych,
 - współczynniki filtracji dla poszczególnych warstw wodonośnych,
 - określenie spodziewanego przepływu wody do szybu z poszczególnych warstw wodonośnych,
 - chemizm wód w poszczególnych warstwach i ich temperatura,
 - charakter przepływu wód (szczelinowy, warstwowy),
 - występowanie skał gazonośnych;
2. pod względem geomechanicznym:
- opis warstw z punktu widzenia geomechanicznego z podaniem ziarnowości,
 - kąty tarcia wewnętrznego dla poszczególnych skał,
 - wskaźnik zwięzłości dla poszczególnych warstw skalnych,
 - ciężar objętościowy,
 - szczelinowatość skał i ich porowatość,
 - nachylenie warstw skalnych,
 - określenie warstw skał pęczniejących i rozmakających się (lasujących się),
 - struktura skał ze względu na zaburzenia geologiczne,
 - konsystencja i plastyczność,
 - wytrzymałość na ściskanie i ścinanie.

Otwór badawczy pod szyb lokalizuje się w odległości 10 do 30 m od osi projektowanego szybu. Lokalizacji otworu w obrębie tarczy szybu unika się ze względu na możliwość zawodnienia w czasie wiercenia otworu skał suchych przez wodę przedostającą się ze skał wodonośnych. Powoduje to często komplikacje podczas głębienia szybu.

Przed założeniem otworu badawczego pod szyb należy rozpoznać warunki geologiczne danego terenu i najbliższej okolicy. Pozwoli to na właściwe ustalenie sposobu wiercenia otworu, doboru jego średnicy, sposobu zarurowania oraz zamykania wód.

W roku 1983 wydano w Polsce normę BN-83/0410-03 *Szyby górnicze – zasady sporządzania dokumentacji hydrogeologicznej i geologiczno-inżynierskiej dla potrzeb głębenia*, w której podano zasady sporządzania dokumentacji hydrogeologicznej i geologiczno-inżynierskiej dla potrzeb głębenia i pogłębiania szybów górniczych kopalni węgla, rud i innych kopalin użytecznych. Mimo, iż norma ta ma charakter obowiązujący, należy stwierdzić, że spełnienie wszystkich wymagań zawartych w normie nie zawsze jest możliwe wskutek braku możliwości uzyskania (przy dostępnych obecnie metodach wierceń i parametrach technicznych posiadanego sprzętu) wymaganych parametrów hydrologicznych i geomechanicznych. Niejednokrotnie jest również niemożliwe przeprowadzenie stosownych badań laboratoryjnych ze względu na brak właściwych materiałów (próbek) do tych badań oraz samej aparatury badawczej. Z tych też względów przy praktycznej ocenie warunków hydrogeologicznych w miejscu głębenia szybu należy wykorzystać istniejące ogólne rozeznanie hydrogeologiczne poszczególnych rejonów oraz istniejące rozeznanie szczegółowe sąsiadujących szybów lub otworów badawczych w odniesieniu do warunków hydrogeologicznych i parametrów geotechnicznych.

Uwzględniając podane uwagi, w dalszej części rozdziału podano zarys stosunków hydrogeologicznych w poszczególnych górniczych rejonach Polski w aspekcie potrzeb głębenia szybów.

Opisano stosowane wiercenia badawcze i badania hydrogeologiczne, jak również podano charakterystyczne wyniki badań parametrów geotechnicznych skał. Dane te mogą być użyte jako porównawcze przy ocenie i opracowaniu dokumentacji hydrogeologicznej dla potrzeb głębenia szybów.

2.2. Przegląd stosunków hydrologicznych w polskich okręgach górniczych

2.2.1. Złoże węgla kamiennego

2.2.1.1. Górnośląskie Zagłębie Węglowe

Węgiel kamienny w Polsce wydobywany jest w ogromnej większości w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym (GZW). W zagłębiu tym zlokalizowana jest większość czynnych i nowo budowanych kopalń. Zagłębie Górnośląskie ma kształt trójkąta, którego podstawę stanowi linia Morawska Ostrawa–Karwina–Krzeszowice, a wierzchołek leży w okolicach Tarnowskich Gór (Rys. 2.1).

Rys. 2.1 Szkic tektoniczny Górnośląskiego Zagłębia Węglowego (utwory młodsze od karbonu usunięto) ws. Czarnockiego: 1 – grupa łękowa, 2 – grupa siodłowa na poziomie 0, 3 – grupa siodłowa, 4 – grupa brzeżna, 5 – kulm lub wapień muszlowy, 6 – dewon.

GZW stanowi nieckę otwartą ku południowemu wschodowi z osią wydłużoną zgodnie z biegiem Sudetów. Znaczne masy nadkładu nie zezwalają na definitywne ustalenie granic, szczególnie od południa, gdzie karbon produktywny przykryty jest przez grubą serię utworów kredowych i trzeciorzędowych przewalonych z południa na obszar zagłębia.

Ogólna grubość karbonu produktywnego wynosi w zachodniej części GZW ok. 6000 m, w kierunku wschodnim zaś zmniejsza się stopniowo do ok. 2400 m, przy czym redukcji ulegają partie dolne.

Pokłady węgla występują na ogół naprzemianległe z warstwami łupków i piaskowców.

Tektonika GZW. Zaleganie warstw w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym charakteryzuje się dużym urozmaicheniem. Wyróżnić należy zwłaszcza sfałdowania i uskoki. Zaburzenia te związane są z ruchami górotwórczymi Sudetów i Gór Świętokrzyskich. W związku z wywieraniem nacisku z zachodu, ze strony Sudetów, na serie produktywne karbonu, powstały fałdy o przebiegu południowo-zachodnim i północno-wschodnim. Nacisk z północnego-wschodu ze strony Gór Świętokrzy-

skich doprowadził do wytworzenia fałdów o kierunku północno-zachodnim i południowo-wschodnim.

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

Sfałdowania w kierunku południowo-zachodnim i północno-wschodnim mają zasadnicze znaczenie w zachodniej części zagłębia, przylegającej do Sudetów, podrzędną zaś we wschodnich jego częściach. I na odwrót – sfałdowania o kierunku północno-zachodnim i południowo-wschodnim mają podrzędne znaczenie w zachodniej części zagłębia.

Spośród sfałdowań południowo-zachodnich i północno-wschodnich wyróżniają się: zachodni fałd michałkowicki i wschodni fałd orłowski.

Najwyraźniej zaznaczają się one w obszarze ostrowsko-karwińskim i 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, a bardziej na północ w okolicy Rybnika – niecka rybnicka. Pomiędzy fałdem michałkowickim i orłowskim rozciąga się południowej części zagłębia niecka Poręby, na północy zaś niecka Chwałowic.

Sfałdowania o kierunku północno-zachodnim i południowo-wschodnim w zachodniej części GZW przecinają zasadnicze fałdy, oddzielające nieckę porębską od chwałowickiej.

Spośród sfałdowań podrzędnych wyróżnia się wypiętrzenie Mszana–Jastrzębie.

We wschodniej części GZW, gdzie sfałdowania w kierunku północno-zachodnim i południowo-wschodnim mają dominujące znaczenie, wyróżnia się 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 od północy o siodło główne, które na południu ukazują się w pobliżu kopalń Silesia i Brzeszcze.

Prostopadłe sfałdowania o kierunku południowo-zachodnim i północno-wschodnim, pełniące we wschodnim obszarze GZW podrzędne zadanie, wprowadzają pewne zmiany w strukturze zasadniczych fałdów, zwłaszcza na linach przecięcia dwóch kierunków. Szczególnie zaznacza się to w siodle głównym, gdzie przecięcia fałdów tworzą następujące kopuły: Zabrze, Chorzowa, Sosnowca i Szopieniec.

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.

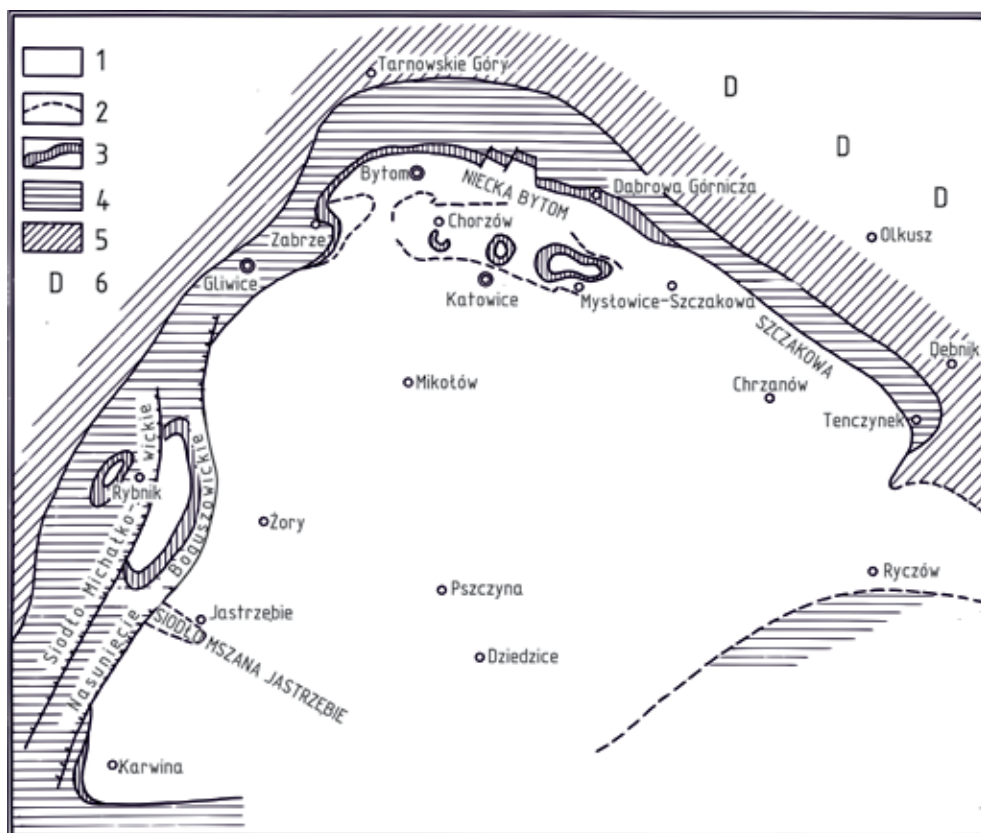
Na wschodzie zagłębia niecka bytomska przechodzi – w nieckę wilkoszyńską o kierunku północno-zachodnim i południowo-wschodnim, obejmującą obszar Szczakowej i Trzebini. W pobliżu Krzeszowic niecka zostaje przecięta rowem tektonicznym, przechodzącym ku zachodowi w nieckę chrzanowską i z kolei w nieckę środkową.

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

Charakterystyka skał nadkładu i stosunków hydrogeologicznych GZW

Uwzględniając charakterystykę skał nadkładu, Górnośląskie Zagłębie Węglowe może być podzielone na trzy części.

Rys. 2.2. Typowy przekrój geologiczny przez północną część GZW (karbon wychodzi na powierzchnię).



Rys. 2.3. Typowy przekrój geologiczny przez północną część GZW (karbon przykryty utworami Czwartorzędowymi).

Część północna GZW obejmuje znaczne obszary, w których karbon wychodzi bezpośrednio na powierzchnię (Rys. 2.2) lub też znajduje się pod utworami czwartorzędowymi (Rys. 2.3). W obszarze południowo-wschodnim tej części zagłębia utwory karbonu przykryte są utworami triasowymi, a bardziej jeszcze na południowy wschód – utworami jurajskimi i niekiedy utworami kredowymi.

Za południową granicę tej części zagłębia można przyjąć linię Gliwic, Orzesza, Bierunia Starego, a następnie lewego brzegu Wisły.

Istniejący w tej części GZW nadkład nie przekracza 100 do 200 m. Z tej też głównie przyczyny rozwinięte zostało w tej części zagłębia górnictwo węglowe. Jednak warunki hydrogeologiczne w nadkładzie nie sprzyjają głębinu szybów. Należy zaznaczyć, że budowa kopalń objęła w pierwszej kolejności obszary najwyższego

wypiętrzenia karbonu na licznych kopułach występujących w tej części zagłębia. Szyby głębiono bezpośrednio w karbonie lub przy niewielkiej miąższości nadkładu w dogodnych warunkach hydrogeologicznych.

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

Występujące w tej części GZW utwory czwartorzędowe składają się z warstw gliny, piasków, żwirów i ilów. Zawierają one zawsze wody zaskórne, jednak o niezbyt wielkim dopływie. Są to najczęściej utwory typu zwałowego i z tego powodu nie tworzą ciągłego kompleksu warstw. Miąższość utworów czwartorzędowych wynosi od 0,0 do 50,0 m. W kierunku na południowy wschód miąższość zwiększa się. W części wschodniej tego obszaru przeważają piaski, w zachodniej zaś gliny. Utwory te zapełniają też najczęściej łóżyska dawnych i obecnych rzek. Ze względu na nieciągły charakter zalegania tych utworów nie ma jednolitych horyzontów wodnych. Występowanie wód ma tu raczej charakter zbiornikowy.

Rys. 2.4. Typowy przekrój geologiczny przez północno-wschodnią część GZW.

Na rozwinięte utwory mezozoiczne, zwłaszcza utwory triasowe (Rys. 2.4), składają się warstwy:

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

Utwory wapienia muszlowego charakteryzują się grubymi pokładami wapienia (kilkadziesiąt metrów), niekiedy zdolomitowanego, przewarstwionego cienkimi pokładami glin i ilów plastycznych o niejednorodnej rozciągłości. W utworach tych, w rejonie niecki bytomskiej, zlokalizowane są nieregularne złoża rud cynkowo-olowiowych, które eksploatowane były 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 na depresjach niecek wynosiły do kilku m³/min.

Utwory pstrego piaskowca tej części GZW charakteryzują się kilku- bądź kilkunastometrowymi pokładami piasków, ilowców, łupków ilastych i słabych piaskowców. Wskutek zaburzeń tektonicznych utwory te są połączone bardzo często z głównymi basenami wodnymi wapienia muszlowego. Powoduje to w czasie głębinienia szybu upłynnienie piasków i słabszych piaskowców. Z tego powodu na tych obszarach często głębi się szyby metodami specjalnymi, spośród których najczęściej obecnie stosowaną metodą jest zamrażanie całego nadkładu. Niekiedy przy małych 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 piasków i piaskowców pstrego piaskowca.

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

Ze względu na zmienną szczelinowatość stosunki wodne na niewielkim nawet obszarze mogą być różne, toteż wyniki badań zebrane z otworu badawczego pod szyb powinny być skonfrontowane z rozeznaniem hydrogeologicznym sąsiednich otworów i szybów. Miąższość warstw omawianego poziomu wodnego dochodzi w osi niecki bytomskiej do ok. 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 piaskowcach triasu (pstrego piaskowca). W większości piaski te są drobnoziarniste i tworzą niekiedy soczewkowate skupienia piasków gruboziarnistych, żwirów lub słabo związanych piaskowców.

Ze względu na mały współczynnik filtracji piaski te mają charakter kurzawkowy, mimo nieznacznej stosunkowo zasobności w wodę. Grubość ich wynosi od 10 do 40 m.

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

Część środkowa GZW pokryta 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 oraz w okolicach Grójca na południe od Oświęcimia. Od południa nadkład skał trzeciorzędowych przykrywa nasunięcie warstw karpackich. Ogólna grubość nadkładu jest tu znaczna i dochodzi do 800 m.

Istniejące na tym obszarze kopalnie węgla zlokalizowano na wypiętrzeniach karbonu, gdyż koszty budowy tych kopalń były niższe. Obecnie lokalizuje się już kopalnie na obszarach o znacznie grubszym nadkładzie.

Utwory czwartorzędowe na tym obszarze zbudowane są z przewarstwień glin, pyłów, piasków i żwirów. W części zachodniej przeważają gliny i ropy, w części wschodniej zaś piaski i żwiry. Zalegania tych utworów są bardzo niejednolite. Miąższość ich w południowej części obszaru wynosi od 10 do 50 m, we wschodniej części tego obszaru – średnio ok. 30 m, a w części zachodniej ok. 20 m.

Zawodnienie tych utworów zależy od lokalnych warunków ukształtowania terenu. W części zachodniej tego obszaru zasobność w wodę jest mała ze względu na pocięcie powierzchni wąwozami, które stanowią naturalny drenaż wód. W niektórych miejscach ze względu na lokalne działy spływu wód, jak i na litologiczne wykształcenie (gliny, ropy) utwory te są bezwodne.

We wschodniej części tego obszaru, o bardziej płasko ukształtowanej powierzchni, zasobność w wodę utworów czwartorzędowych jest większa.

Większość nadkładu południowo-zachodniej części GZW tworzą utwory czwartorzędowe (Rys. 2.5).

Rys. 2.5. Typowy przekrój geologiczny przez południowo-zachodnią część GZW.

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

- górną – ilów pylasto-piaszczystych, najczęściej ciemnoszarych z wkładkami zawodnionych piasków drobnoziarnistych,
- dolną – ilów barwy oliwkowo-zielonej typu montmorylonitowego.

Z praktycznych badań na tym obszarze można określić współzależność w występowaniu obu serii.

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

Występowanie górnej serii ilów o miąższości większej od 10 do 15 m zasadniczo kwalifikuje szyb do głębienia metodami specjalnymi.

Górna seria utworów czwartorzędowych zbudowana jest z niejednorodnych przewarstwień ilów barwy najczęściej ciemno szarej. Charakter litologiczny ilów jest bardzo niejednorodny, gdyż zawierają one ławice pylasto-piaszczyste oraz wkładki drobnoziarnistych piasków i gruboziarnistych pyłów.

Grubość tych wkładek wynosi od 1 mm do kilku metrów. Ich nieregularne niekiedy przekątne zaleganie tworzy w masie ilów przestrzenną siatkę żyłek piasków. Infiltracja poprzez utwory czwartorzędowe i przewarstwienia piasków wód powierzchniowych wybitnie obniża właściwości geomechaniczne tej serii skał i czyni je międko-plastycznymi, niekiedy nawet o charakterze kurzawkowym.

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

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

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

Dolna seria iłów trzeciorzędowych ma charakter skał zbliżonych do skał zwięzłych. Są to iłowce i iłolupki zbudowane z iłów typu montmorylonitowego. W skałach tych zaznaczone jest wyraźne uwarstwienie, jak również późniejsza działalność tektoniczna widoczna w postaci silnie wykształconych płaszczyzn kłiważu oraz tzw. luster tektonicznych. Skały te ze względu na charakter mineralogiczny iłów, z których są budowane, w stanie bezwodnym są zwięzłe. Po zawodnieniu, co zachodzi w stanie naturalnym na kontakcie z górną serią iłów oraz przez sztuczne nawodnienie przez otwór wiertniczy lub w czasie głębenia wykazują olbrzymie zdolności do pęcznienia. Na przykład, w czasie głębenia szybu IV kopalni 1 Maja stwierdzono, że podczas kilkutygodniowej przerwy w głębeniu nastąpiło wypęcznienie iłów z głębokości 180 m na głębokość ok. 160 m, przy czym pęczniejące iły wygięły ku górze belki zbrojenia szybu.

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

Na zachód od Gliwic aż do okolic Wodzisławia w tej serii iłów spotyka się poziomy gipsów w postaci cienkich pokładów i gniazd wytrąconych z mas iłów, ponadto niewielkie wtrącenia siarki rodzimej (np. szyb Kokoszyce w 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 grubości kilku metrów.

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

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

Należy stwierdzić, że większość szybów tego okręgu głębiona była metodami specjalnymi, przede wszystkim metodą zamrażania sięgającą do stu kilkudziesięciu i więcej metrów głębokości.

Ponieważ na znanych wypiętrzeniach karbonu zlokalizowane są stare kopalnie, budowę nowych kopalń musiano podjąć w mniej dogodnych warunkach hydrogeologicznych (obszary depresyjne poszczególnych niecek). Wymagało to stosowania w ponad 65% głębionych szybów specjalnych metod głębienia, a zwłaszcza metody zamrażania do 200 i więcej metrów głębokości.

W części południowej GZW nadkład stanowi nasunięcie utworów karpackich osiągających znaczną miąższość. 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. Napotymane są również pokłady łupków węglowych z zawartością substancji węglowej dochodzącej do 40%.

Spośród nieregularnych wtrąceń znane są wtrącenia piritów występujące zarówno w piaskowcach, węglach i łupkach. Często spotyka się sferosyderyty, szczególnie w łupkach zalegających w stropie pokładów. W rejonie Dąbrowy Górniczej ławicowe zaleganie sferosyderytów jest bardziej prawidłowe.

We wschodniej i południowo-wschodniej części zagłębia występują pokłady piaskowców słabych, gruboziarnowych, często o lepszemu ilastym; w zachodniej części zagłębia piaskowce są bardzo zwięzłe, drobnoziarniste, a niekiedy w wyniku działania ciśnienia nawet przeobrażone.

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

Na skutek górotwórczej działalności Sudetów i Gór Świętokrzyskich doszło do wielokrotnego sfałdowania skał karbonu. To oczywiście nie pozostało bez wpływu na ich strukturę. Na całym obszarze GZW zarówno węgiel, jak i inne skały uległy silnemu spękananiu w dwóch 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 w południowo-zachodniej części GZW. Spośród ruchów tektonicznych szczególnie duży wpływ na strukturę skał wywarły ruchy związane z powstawianiem uskoków. 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 przez 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. Zaburzenia ułatwiają również przenikanie wód do skał karbońskich.

W południowo-zachodniej części GZW, gdzie wody infiltrują w dół przez grube pokłady utworów miocenских, 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 hydrauliczna skał karbońskich, a zwłaszcza piaskowców z potężnymi zbiornikami wód w wapieniach i dolomitach triasu i jury, w czasie głębień szybów w utworach karbońskich dopływy wód dochodzą do kilku m^3/min .

Podobne stosunki wodne panują w tej części GZW, gdzie 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 istnieje wiele kopuł, stosunki wodne są dużo korzystniejsze, lecz obszary te w znacznej mierze są już wyeksploatowane.

W południowo-zachodniej części GZW, gdzie nakład miocenских ilów jest znaczny i wynosi przeciętnie po sto kilkadziesiąt metrów, infiltracja wody do warstw karbońskich odbywa się przez bardzo cienkie wkładki utworów piaszczystych. W warstwach ilolupków na ogół dopływ wody nie jest duży, czasami jednak woda wykazuje dość znaczne ciśnienie hydrostatyczne. Są to przeważnie wody reliktowe, pozostałości mórz miocenских, które po przeniknięciu do skał karbońskich uległy zmineralizowaniu i zgazowaniu. Zgazowanie wód przyczynia się do tego, że wody te wykazują silne ciśnienie hydrostatyczne. Wykazują one również silne zasolenie.

Normalnie w czasie głębenia szybów zwykle ma się do czynienia z dopływami wód w utworach karbonu od 200 do 500 dm³/min. W przypadku głębenia szybów w pobliżu szczelin uskokowych dopływ wód może być wielokrotnie wyższy.

W obszarach rejonu południowo-zachodniego w utworach karbońskich spotyka się metan. Występuje on zwłaszcza w pokładach węgla, piaskowcach i łupkach, w stropie lub w spągu pokładów węgla i w szczelinach uskokowych. W przypadku równoczesnego występowania przyływu wód stanowi on bardzo dużą przeszkodę podczas głębenia szybów ze względu na konieczność stosowania do odwadniania szybów urządzeń ognioszczelnych.

W związku z przechodzeniem z eksploatacją złóż na duże głębokości poniżej 1000 m w roku 1981 przeprowadzono w OBRBG „Budokop” badanie parametrów fizycznych i geotechnicznych utworów karbońskich zalegających od 1000 do 2000 m. Wyniki badań zebrane z 20 reprezentatywnych odwiertów badawczych położonych na terenie całego GZW podano w tablicy 2.1.

Tabl. 2.1

Ocena metod głębenia szybów w GZW ze względu na stosunki hydrogeologiczne

Budowa nowych kopalń węgla obejmuje obszary południowo-zachodnie i południowo-wschodnie zagłębia.

Uwzględniając 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 dla każdego projektowanego szybu konieczne jest wykonanie specjalnego wiercenia badawczego, określającego zaleganie warstw, ich rodzaj, strukturę, upad, dopływ wody, ciśnienie hydrostatyczne wody i jej skład chemiczny.

Wiercenia te powinny być przeprowadzone tzw. metodą na sucho. Niekiedy dla potwierdzenia wyników wierceń należy przeprowadzić dodatkowe wiercenie rdzeniowe.

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

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 w jego południowo-zachodniej części, a także silnie wodonośnych utworów czwartorzędowych i wodonośnych piaszczystych w południowo-zachodniej części zagłębia.

Przeciętna głębokość mrożenia skał w tych okręgach wynosi od 150 do 200 m. Przypadki mrożenia górotworu do głębokości 100 m, jak również od 250 do 350 m, są stosunkowo rzadsze.

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

Ze względu na przedstawioną tektonikę GZW, strukturę skał karbońskich i stosunków hydrogeologicznych najlepsze wyniki w dotychczasowej praktyce głębienia szybów daje metoda szeregowa, tj. równoczesnego głębienia szybu i wznoszenia obudowy krótkimi odcinkami (2 do 6 m).

Metodę równoległą lub długich odcinków można stosować w przypadku równomiernego zalegania warstw karbońskich i na nieznacznej głębokości, przy braku dopływu wody i dużej wytrzymałości skał.

2.2.1.2. Dolnośląskie Zagłębie Węglowe (DZW)

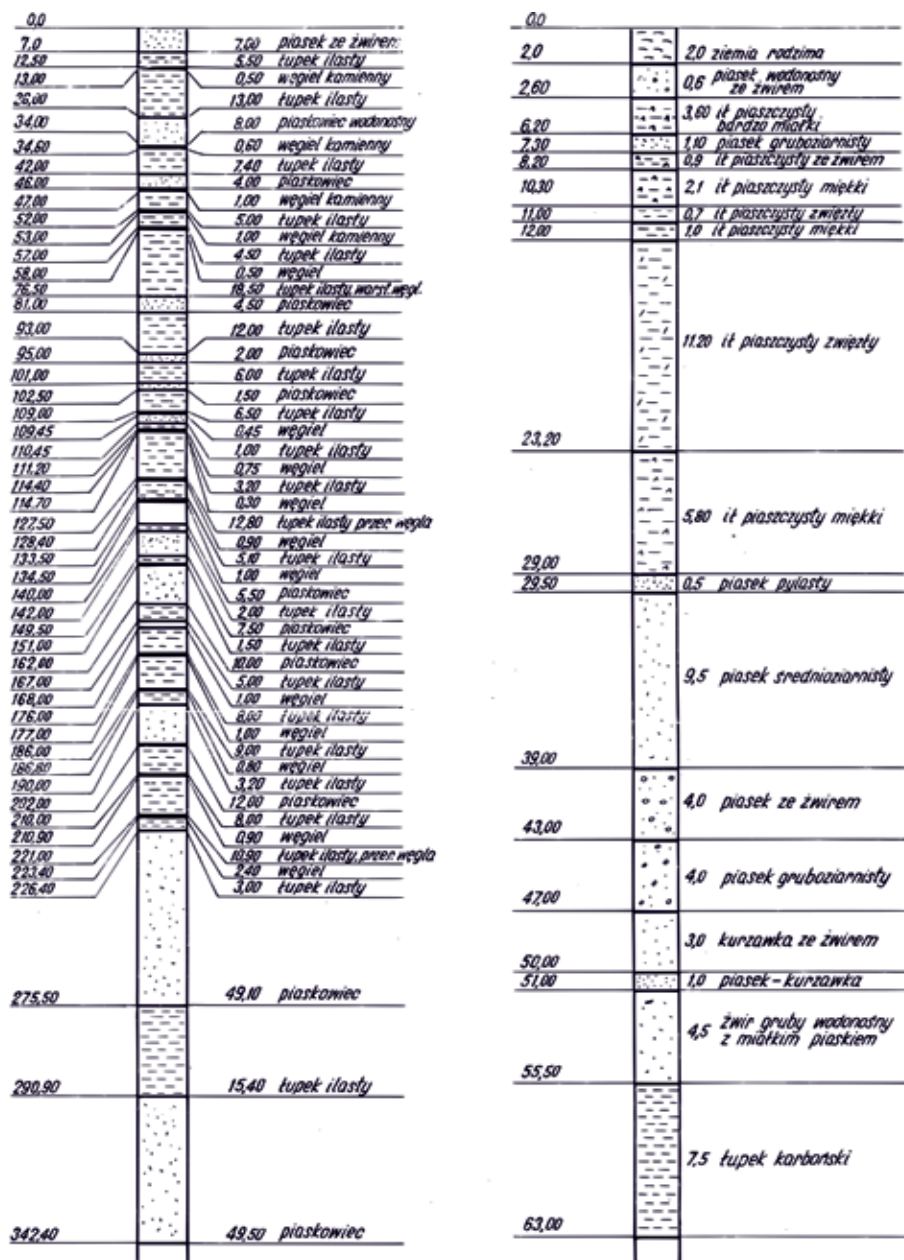
Dolnośląskie Zagłębie Węglowe otoczone jest sudeckimi pasmami górskimi. Dzieli się ono na trzy mniejsze niecki: nieckę Kamiennej Góry, nieckę piastowską i nieckę wałbrzyską (Sobięcina). Nieckę piastowską od niecki wałbrzyskiej oddzielają masy wulkaniczne góry Chelmiec. W epoce permu utwory niecki wałbrzyskiej uległy zaburzeniu. Warstwy węglowe zostały poprzecinane wylewami law wulkanicznych. Związane z tym są liczne uskoki, zaburzenia, sfałdowania oraz występowanie metanu i dwutlenku węgla. Warstwy towarzyszące pokładom węgla to drobnoziarniste żwirowce, piaskowce, kwarcowce i brunatne łupki ilaste. Wylewy law spowodowały przeobrażenie również skał towarzyszących. Zawodnienie górotworu jest stosunkowo niewielkie. Dopływy wód powiązane są z zaburzeniami górotworu. Na terenie niecki głębi się z powierzchni metodą zwykłą nieliczne szyby. Istotne zagrożenie w czasie głębiania i pogłębiania szybów stanowią wypływy metanu oraz nagłe wyrzuty dwutlenku węgla połączone z wyrzutami mas skalnych. Stąd też przed każdym głębianiem i pogłębianiem szybów konieczne jest odwiercenie w bezpośrednim sąsiedztwie szybu otworu badawczego.

2.2.1.3. Lubelskie Zagłębie Węglowe

Rozciągające się po obu stronach środkowego biegu rzeki Bug zagłębienie węglowe podzielić można na dwa okręgi: zachodni – po lewej stronie biegu Bugu, znajdujący się na terytorium Polski, i wschodni – po prawej stronie biegu rzeki, znajdujący się na terytorium Ukrainy (dawniej ZSRR). Odkryte przed II wojną światową złoża węgla kamiennego w zachodnim okręgu nie zostały jeszcze dokładnie zbadane na całym obszarze.

Okręg zachodni to Lubelskie Zagłębie Węglowe (LZW). W latach 1960–1975 przeprowadzono w środkowej części tego okręgu (rejon miasta Łęczna) rozeznanie geologiczne i hydrogeologiczne pozwalające na budowę kopalni pilotująco-wydobywczej oraz w drugiej kolejności – następnej jednostki wydobywczej. Stąd też cha-

rakterystyka zalegania poszczególnych warstw skalnych oraz stosunki geologiczno-górnice mogą nie być reprezentatywne dla całości okręgu zachodniego.



Rys. 2.6. Typowy przekrój geologiczny przez LZW.

W rozeznaczonym obecnie obszarze górniczym, gdzie zlokalizowane są dwie pierwsze kopalnie, ze względu na zawodnienie wydzielić można trzy kompleksy górotworu (Rys. 2.6):

- I – kompleks utworów czwartorzędowo-górnokredowych, obejmujących osady czwartorzędu i stropowe partie utworów kredowych;
- II – kompleks jurajsko-albski, obejmujący spągowe utwory górnej kredy, osady albu oraz utwory jury górnej i środkowej;
- III – kompleks karboński (westfal) zbudowany z warstw piaskowcowych, mułowców i piaszczystych ilowców.

W kompleksie I zbudowanym z piaszczystych utworów czwartorzędowych oraz z utworów górnej kredy, wykształconych w facji kredy piaszczystej i margli, horyzonty wodne występują dwuwarstwowo. Występujące w poziomie górnym wody mają zazwyczaj zwierciadło swobodne. Miąższość tych utworów wynosi od 18 do 77 m. Zwierciadło wody zalega pod powierzchnią na głębokości 2 do 5 m.

Druga warstwa wodonośna związana jest ze spękanymi utworami górnej kredy (kredy piszące, margle, wapienie) i występuje pod powierzchnią do głębokości ok. 180 m. Zbiorniki wodne typu szczelinowego o swobodnym lub napiętym zwierciadle wody stabilizują się na głębokości 2 do 10 m poniżej poziomu powierzchni. Wydatek dopływów wody uzależniony jest od systemu spękań i szczelin, którymi dopływają wody z opadów atmosferycznych oraz wody drenażowe z rzek i jezior.

Utwory kredy górnej leżące poniżej strefy spękań, niewykazujące spękań i szczelinowości, są bardzo słabo zawodnione lub też bezwodne. Miąższość tych utworów liczona od głębokości 160 m poniżej poziomu terenu do stropu albu wynosi od 350 do 400 m.

Kompleks II, jurajsko-albski, zbudowany jest z drobnoziarnistych piasków, piaskowców glaukonitowych ze zlepieńcami i konkrecjami fosforytów kredy dolnej, wapieni oolitowych i zlepieńcowatych. W spągu tych utworów zalegają utwory jurajskie reprezentowane przez wkładki margli i dolomitów jury górnej oraz słabo związane piaskowce i zlepienie z lepiszczem ilasto-wapiennymi jury środkowej. Utwory tego kompleksu zalegają w sposób niemal ciągły na całym obszarze od głębokości 547 do 621 m. Ich miąższość wynosi od 0,20 do 40 m. Wody występujące w utworach albu mają charakter warstwowy o napiętym zwierciadle wodnym

stabilizującym się na głębokości od kilkunastu do kilkudziesięciu metrów poniżej poziomu terenu oraz o ciśnieniu złożowym 6 MPa. Wody te pozostają w kontakcie hydraulicznym z wodami jurajskimi.

Drugą warstwę wodonośną tego kompleksu stanowią utwory jury środkowej i górnej o miąższości stu kilkunastu do stu kilkudziesięciu metrów. Jest to poziom wodonośny typu szczelinowatego o charakterze subartezyjskim połączony hydraulicznie z wodami albu. Wydatek wód z tego poziomu uzależniony jest od stopnia szczelinowatości i skawernowania zwłaszcza wapieni i dolomitów.

Duże zmiany facjalne kompleksu oraz ukształtowanie i wodonośność kompleksu I mogą decydować o tym, czy utwory te, a szczególnie utwory albskie, mogą być bezwodne lub wykazywać niewielkie zawodnienie. Przykładem może tu być rejon szybu nr ¼ kopalni pilotująco-wydobywczej.

Kompleks III obejmujący warstwy karbońskie reprezentowane przez utwory westfalu zalega od głębokości 650 do 1120 m, osiągając maksymalną miąższość czterystu kilkunastu metrów.

Występowanie wód tego kompleksu związane jest z porowatymi, a niekiedy spękanymi piaskowcami, zapiaszczonymi iłowcami oraz podkładami węgla.

Poziomy wodne mają charakter szczelinowo-warstwowy o napiętym zwierciadle wody stabilizującym się na głębokości kilku do dwudziestu kilku metrów od powierzchni i ciśnieniu złożowym od 7,0 do 11 MPa. Poszczególne poziomy wodonośne rozdzielone są pakietami iłowców lub połączone wskutek lokalnych zaburzeń tektonicznych (uskoki, wyklinienia itp.). Według dotychczasowego rozeznania wody tego kompleksu mają charakter statyczny. Stropowa część utworów karbońskich wykazuje duże zwietrzenie, co w przypadku zawodnienia czyni te utwory trudne do przejścia w czasie głębieńszybu metodą zwykłą.

Pod względem własności chemicznych wód wyróżnia się dwie strefy:

- pierwszą od 0 do 160 m – związaną z wodami I kompleksu,
- drugą od 550 do 1100 m – związaną z wodami jurajsko-albskimi i karbońskimi II i III kompleksu.

Wody pierwszej strefy hydrochemicznej wykazują niską mineralizację ogólną (do 1500 mg/l), są średnio twarde, typu dwuwęglowo-wapniowego lub dwuwęglowo-sodowego.

Wody drugiej strefy hydrochemicznej obejmują II i III kompleks wodonośny. Wody albsko-jurajskie są słabo zmineralizowane (100 do 200 mg/l); twarde i najczęściej typu dwuwęglanowego – sodowego ze zwiększoną zawartością jonów chlorokowych. Wody karbońskie o mineralizacji 2500 do 3000 mg/l są typu chlorkowo-sodowego ze zwiększoną zawartością jonów chlorkowych w stosunku do jonów węglanowych. W drugiej strefie występują na ogół wody miękkie, średnio twarde o odczynie słabo zasadowym. Wykazują słabą agresywność w stosunku do betonu i stali węglowej. W utworach albskich i stropie jury występujące wody wykazują silną agresywność kwasowęglową, słabą agresję siarczanową oraz wylugowującą.

Okręg wschodni po prawej stronie rzeki Bug

Prześledzone na tym obszarze stosunki hydrogeologiczne są korzystniejsze od stosunków w okręgu zachodnim.

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

Nadkład tworzą (od powierzchni) kilkunastokilometrowej miąższości utwory czwartorzędowe złożone z przewarstwień piasków, glin i glin piaszczystych. Utwory te są najczęściej silnie zawodnione.

Pod utworami czwartorzędownymi zalega aż do głębokości ok. 20 m gruba warstwa szarych margli mioceńskich. Pierwsze kilkadziesiąt metrów tej warstwy wykazuje silne spękania, przez które woda infiltruje w mniejszej lub większej ilości z wyżej leżących warstw czwartorzędu.

Pod marglami czwartorzędownymi do głębokości ok. 300 m zalega gruba, wynosząca ok. 100 m, warstwa białej (niekiedy o odcieniu zielonkawym) kredy piaszczystej. Stanowi ona bezpośredni nadkład karbonu. W utworach kredy znajdują się włoskowate szczeliny, które infiltrują wodę z margli w minimalnej ilości.

Utwory karbońskie tworzą 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 szybu. Występujące poniżej margle mioceńskie, mimo zawodnienia w górnej części, mają dostateczną zwięzłość i można w nich głębić szyb metodą zwykłą, podobnie jak i w niżej leżących warstwach kredy. Urabianie skał zarówno w marglach, jak i w kredzie może się odbywać mechanicznie przy zastosowaniu kombajnów i młotków odbudowy bez stosowania techniki strzelniczej.

Głębienie szybów w utworach karbońskich może się odbywać metodą zwykłą. W dolnych partiach margli, kredzie i karbonie występują znikome ilości wody, dlatego w czasie głębienia szybów nie jest konieczne odrębne odwadnianie.

2.2.2. Złoże węgla brunatnego

Znajdujące się na Dolnym Śląsku i na obszarze województw: konińskiego, łódzkiego i poznańskiego złoże węgla brunatnych charakteryzują się warstwą nadkładu utworów czwartorzędowych od kilku do kilkudziesięciu metrów. Na utwory te składają się wzajemne przewarstwienia o charakterze soczewkowatym piasków, glin, ilów oraz utworów pośrednich.

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

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

Podścielający złoże węgla brunatnego na Nizinie Wielkopolskiej kompleks piasków prowadzi wody o ciśnieniu subartezyjskim od 0,3 do 0,8 MPa. W stropie pokładu węgla występują soczewki drobnoziarnistych piasków wodonośnych.

Zawodnienie złóż na Dolnym Śląsku jest mniejsze od pozostałych. Szyby i szybiki, które służą głównie do odwodnienia złoże, głębione są najczęściej metodami specjalnymi, a ze względu na ich niewielką głębokość stosowana jest ogół obudowa wbijana.

2.2.3. Złoża rud miedzi

Złoża rud miedzi występują na Dolnym Śląsku w tzw. starym i nowym zagłębiu (LGOM).

2.2.3.1. Stare zagłębia miedziowe (niecka zewnętrznosudecka)

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

W rejonie niecki grodzieckiej występują cztery poziomy wodne w utworach:

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

Pierwszy horyzont wodny występuje tylko w północnej części niecki grodzieckiej. W niecce złotoryjskiej utwory czwartorzędowe nie występują. Stosuje się tu zwykle metody głębinienia szybu.

Drugi horyzont wodny występuje w obu nieckach. Miąższość warstw pstrego piaskowca o małej zwięzłości 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 znaczne, gdyż objętość kawern wynosi nawet 28% objętości wapieni. Przepływy wody z tego poziomu sięgają kilkunastu m³/min.

W rejonie niecki złotoryjskiej dopływ wody ze skał środkowego cechsztynu jest niewielki.

2.2.3.2. Lubińsko-Głogowski Okręg Miedziowy (monoklina przedsudecka)

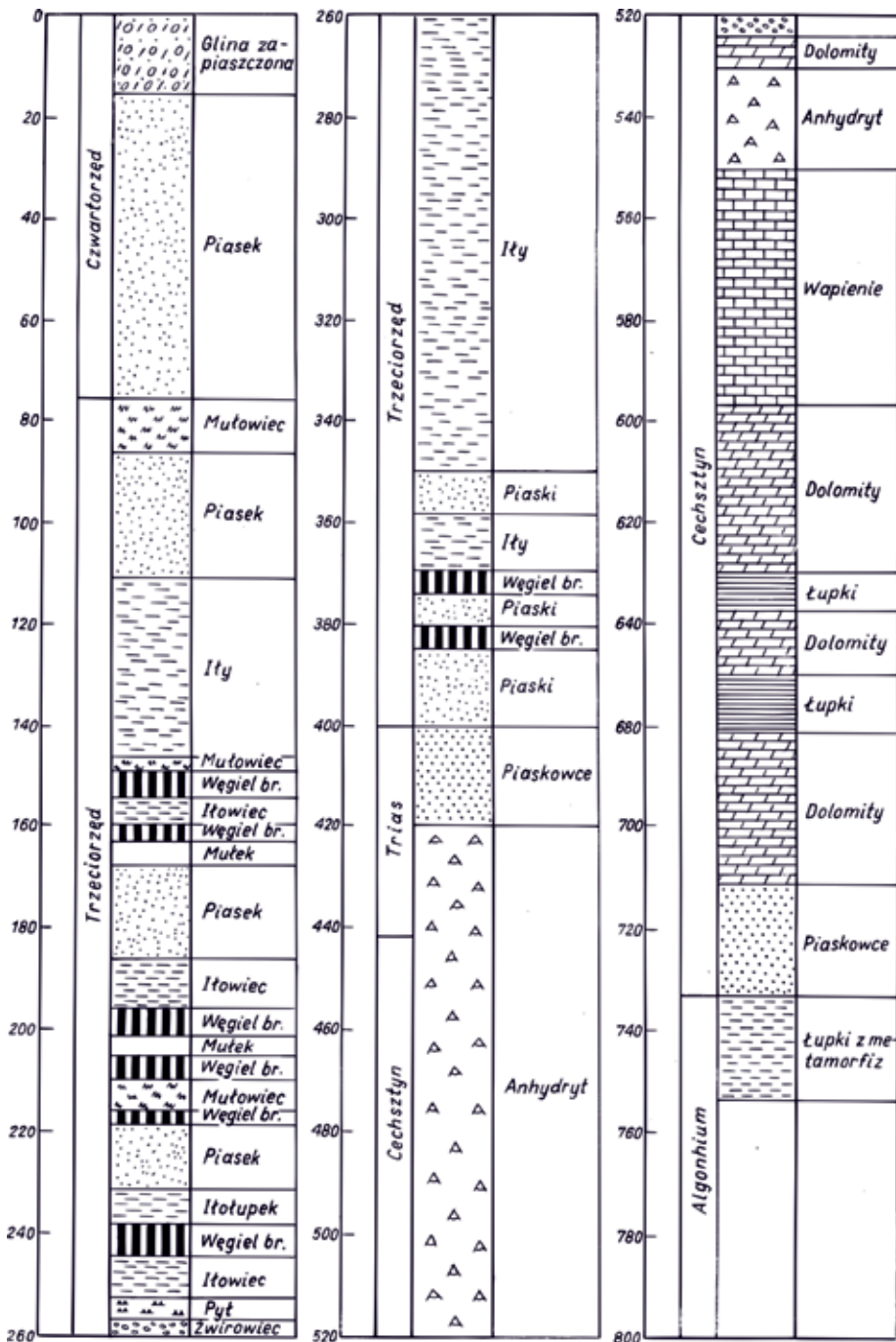
Obszar zalegania rud miedzi, zwany w skrócie LGOM-em, przebadany został pod względem hydrogeologicznym i geomechanicznym w związku z budową kopalni rud miedzi Lublin, Polkowice I i II oraz Sierszowice.

Charakterystyka geotechniczna serii skalnych LGOM-u (Rys. 2.7)

Czwartorzęd. Wyróżnia się w nim najmłodsze osady holoceny i starsze, plejstoceny. Osady holoceny rozpościerające się w dolinach cieków wodnych zbudowane są z drobnoziarnistych piasków i utworów bagiennych. Ich miąższość wynosi kilka metrów. Osady plejstoceny występujące na całym obszarze okręgu zbudowane są z osadów polodowcowych, gliniastych moren dennych lub czołowych oraz utworów fluwioglacjalnych i rzecznych. Miąższość utworów plejstocenu jest bardzo zmienna i wynosi od 8 do 107 m, średnio 49 do 70 m, przy czym wzrasta ona w kierunku północnym. Występujące w tych utworach gliny (najczęściej barwy szaro-brunatnej) mają formę nieregularnych skupień. Zawierają one okruchy skał magmowych i metamorficznych. Utwory piaszczyste zbudowane są z piasków kwarcowych z domieszką żwirów kwarcowych lub magmowych. Często zawierają domieszki frakcji ilastej i pyłowej. W przypadku zawodnienia mają one charakter kurzawkowy.

Trzeciorzęd. Reprezentowany jest przez utwory młodszego trzeciorzędu (neogen) zaliczone do miocenu i pliocenu.

Pliocen reprezentują na całym obszarze tzw. iły poznańskie. Są to iły niekiedy słabo piaszczyste z wkładkami pylastymi barwy zielonkawej, niebieskiej lub brunatnej z rdzawymi plamami. Niekiedy występują wkładki piasków kwarcowych, plastyczne lub twar doplastyczne. Miąższość warstw pliocenu wynosi od 0 do 30 m.



Rys. 2.7 Typowy przekrój geologiczny w LGOM.

Miocen (tzw. formacja burowęglowa) reprezentowany jest przez ily piaszczyste, pylaste oraz piaski i żwiry. W środkowej i dolnej partii warstw miocenu zalegają pokłady węgla brunatnych. Istnieje duże zróżnicowanie wykształcenia litologicznego poszczególnych warstw. Iły i gliny miocieńskie, zielonkawo-szare lub niebieskie, są niekiedy silnie zapiaszczone lub poprzewarstwiane wkładkami pylastymi. Utwory ilaste są łatwoplastyczne, a na kontakcie utworami zawodnionymi przechodzą w stan plastyczny i płynny, wykazując równocześnie zdolność do pęcznienia.

Piaski w utworach miocieńskich barwy białoszarej złożone są z różnoziarnistych kwarców. Żwiry są drobnoziarniste z domieszką frakcji piaszczystych. Węgłe brunatne tworzą pokłady o zmiennej grubości dochodzącej do 20 m. Istnieje wiele odmian węgla lignitowych, ziemistych oraz przejściowych do utworów ilastych ze znaczą domieszką części organicznych. Liczba pokładów węgla oraz ich położenie stratygraficzne są różne. Miąższość serii trzeciorzędowych wynosi od 179 do 490 m. Średnia miąższość w okręgu oceniana jest na 318 m.

Trias. Reprezentowany jest przez utwory dolnego triasu, tzw. pstrego piaskowca. Występują one na całej powierzchni okręgu z wyjątkiem pewnych partii w sąsiedztwie wału przedsudeckiego. Zbudowane są z drobno- i średnioziarnistych piaskowców arkozowych, dość zwięzłych, porowatych, barwy czerwonej, szarej lub zielonkawej. Wykształcone są w postaci naprzemianległych przewarstwień piaskowców z ławicami ilastymi. Skład ziarnowy wykazuje 50 do 75% ziarn kwarcu o średnicy od 0,01 do 0,3 mm oraz od kilkunastu do 40% skaleni zbliżonych budową do kwarców. Spoiwo jest przeważnie ilaste, ilasto-żelaziste, niekiedy ilasto-węglowe lub gipsowe. W piaskowcach spotyka się cienkie wkładki łożupków czerwonych lub zielonych. Miąższość serii wynosi od 200 do 270 m, ale w rejonie kopalni Lubin wynosi 85 m, a Polkowic I – 155 m.

Utwory pstrego piaskowca można zaliczyć do skał średniomocnych wg skali Protodiakonowa. Wśród tych piaskowców zalegają piaskowce bardziej kruche i porowate. Na kontakcie z trzeciorzędem piaskowce są słabo zwięzłe. Wraz z głębokością zwięzłość piaskowców wzrasta.

Perm. Reprezentowany jest przez utwory cechsztynu górnego (seria łożupkowa i anhydrytowa), cechsztynu środkowego i dolnego (seria węglowa i seria łożupków marglistych).

Cechsztyń górny – seria iłolupkowa (iłowce) wykształcona jest w postaci iłowców czerwonych, niekiedy czerwono-brunatnych lub wiśniowych z zielonkawymi plamami i smugami. Iłolupki (iłowce) są średnio zwięzłe, zbudowane z substancji ilastej z domieszką pelitu kwarcowego i serycytu, przepojonych tlenkiem żelaza. W całej serii występują liczne różnej wielkości gniazda i żyłki gipsu.

Mięższność serii wynosi od 15 do 45 m, średnio od 27 do 30 m. Wytrzymałość łupków zmienia się w zależności od składu mineralogicznego. Obecność wkładek gipsowych wpływa na obniżenie parametrów wytrzymałościowych. W partii stropowej, pod wpływem infiltracji wód trzeciorzędowych, iłolupki zmieniają konsystencję z półzwarłej na plastyczną, wykazując zdolność do pęcznienia.

Cechsztyń górny – seria anhydrytowa występuje na większości obszaru. Mięższność serii wynosi od 60 do 221 m, średnio do 182 m. W stropie i spągu serii anhydryty przechodzą w anhydryto-gipsy i gipsy.

Parametry wytrzymałościowe tej serii wahają się w dużych granicach w zależności od wtrąceń łupków i gipsów. W serii anhydrytowej występuje warstwa zwięzłego porowatego dolomitu o znacznej wytrzymałości na ściskanie. Z poziomem dolomitów łączy się występowanie wód.

Cechsztyń środkowy i dolny, seria wapienna, dolomitowa i łupków miedzionośnych występują na całym obszarze w formie ciągłego kompleksu, którego mięższność wynosi od 10 do 85 m, średnio od 19 do 61 m, przy czym średnio dla rejonu Lubina wynosi 61 m, a dla Sieroszowic 19 m.

W spągu utworów wapienno-dolomitowych zalegają łupki margliste, miedzionośne o grubości od 0 do 1,6 m. Miejscami, gdzie nie wykształciły się łupki miedzionośne, utwory wapienno-dolomitowe zalegają bezpośrednio na piaskowcach czerwonego spągowca. Wapienie i dolomity barwy szarej są zwięzłe, często spękane i porowate, a w partiach przyuskokowych skawernowane. Przejście od wapieni do dolomitów jest różnorodne. W stropie serii węglanowej występuje kilkunastocentymetrowa warstwa anhydrytu z przerostami gipsu.

Zalegające w spągu łupki miedzionośne silnie margliste dzielą się pod względem petrograficzno-litologicznym na wiele odmian:

- łupki dolomitowe z domieszką substancji ilastej i bitumicznej,

- łupki dolomitowo-margliste i margliste, w których ilość substancji ilastej i bituminów jest znacznie większa.

Łupki te charakteryzują się ciemną barwą i wykazują intruzje halcytu. W spągu występuje często kilku- lub kilkunastocentymetrowa warstwa drobnokrystalicznego dolomitu barwy ciemnoszarej.

W obrębie serii łupkowej obserwuje się największą koncentrację siarczków miedzi, zarówno w postaci rozproszonej, jak też w formie żyłek i soczewek. Strefa okruszcowania przechodzi w stropie w wapienie i dolomity, natomiast w spągu do piaskowców czerwonego spągowca.

Czerwony spągowiec zalega na całym obszarze na utworach cechsztynu. Miąższość jego warstw wynosi średnio ok. 300 m.

W stropie utworów czerwonego spągowca występuje warstwa (grubości od 10 do 40 m) białych piaskowców o lepszemu węglanowym lub ilastym. Warstwa ta charakteryzuje się wyższymi parametrami wytrzymałościowymi.

Zalegające poniżej nich piaskowce czerwone wykształcone są w postaci piaskowców kwarcowych drobnoziarnistych o zabarwieniu czerwonym do brunatnego i ubogim lepszemu ilastym. W zależności od lepszemu wykazują różne parametry wytrzymałościowe, a w warunkach zawodnienia przechodzą w stan sypki.

Czerwony spągowiec leży niezgodnie na warstwach algonkium, wykształconych w formie łupków metamorficznych, fylitów i granito-gnejsów.

Charakterystyka hydrogeologiczna LGOM-u

W rejonie LGOM-u wyróżnić można pięć zasadniczych horyzontów wodnych:

- poziom czwartorzędowy,
- poziom trzeciorzędowy,
- poziom pstrego piaskowca,
- poziom cechsztyński: niestały poziom w warstwie dolomitów w warstwie anhydrytowej, poziom wapieni i dolomitów cechsztynu,
- poziom czerwonego spągowca.

Poziom czwartorzędowy występuje w obrębie piasków i żwirów przewarstwionych glinami; charakteryzuje się swobodnym zwierciadłem wody, zasobność jego

jest mała ze względu na niską przepuszczalność piasków ilastych. Współczynnik przepuszczalności filtracji wynosi od 0,0008 do 0,0757 m/s.

Poziom trzeciorzędowy związany jest z warstwami i soczewkami piasków, żwirów i pyłów zalegającymi między warstwami ilastymi i pokładami węgla. Poziom ten nie jest jednolity ze względu na przewarstwienie iłów. Zasobność poziomu jest również zmienna. Współczynnik filtracji wynosi od 0,0000034 do 0,02 m/s, a ciśnienie hydrostatyczne 3,3 MPa.

Występujący w spągu trzeciorzędu poziom hydrostatyczny łączy się bezpośrednio z poziomem występującym w pstrym piaskowcu.

Poziom pstrego piaskowca jest poziomem jednolitym związanym z utworami piaszczystymi tej serii. W spągu tego poziomu zalegają nieprzepuszczalne łożupki i anhydryty cechsztynu. Współczynnik filtracji wynosi od 0,011 do 0,14 m/s. Zasobność poziomu zwiększa się w przypadku występowania zjawisk tektonicznych.

Poziom cechsztyński. Wyróżnić w nim można niestały poziom anhydrytowy oraz poziom w wapieniach i dolomitach cechsztynu, jak również poziom czerwonego piaskowca. W serii anhydrytowej pod warstwą łożupkową lub w środkowej partii anhydrytów występują wkładki spękanego i skawernowanego dolomitu, w którym znajduje się woda. Współczynnik filtracji tych warstw wynosi 0,00023 m/min i uzależniony jest głównie od rodzaju skawernowania i zjawisk tektonicznych. Ciśnienie hydrostatyczne w tym poziomie wodonośnym wynosi od 4,0 do 5,5 MPa.

Właściwy poziom wodonośny o charakterze stałym występuje w serii wapieni i dolomitów bezpośrednio nad złożem.

Porowatość i skawernowanie wapieni oraz nasilenie zjawisk tektonicznych wpływają na wzrost przepuszczalności i zasobności poziomu. Współczynnik przepuszczalności wynosi od 0 do 0,0074 m/min. Zasobność poziomu jest mała, a ciśnienie hydrostatyczne wynosi od 4,0 do 7,0 MPa. Spągami tego poziomu jest warstwa margli miedzionośnych.

Poziom czerwonego spągowca występuje w warstwach drobnoziarnistych piaskowców silnie zailonych. Przepuszczalność uzależniona jest od porowatości piaskowców i ilości ilastego lepiszcza. Współczynnik przepuszczalności wynosi poniżej 0,000013 m/min, a ciśnienie hydrostatyczne od 7,5 do 8,7 MPa. Poziom ten jest słabo wodonośny.

Charakterystyka chemiczna wód

Charakter wód uzależniony jest od miejsca występowania i od głębokości. Wraz ze wzrostem głębokości wzrasta ogólna mineralizacja wody – od węglanowych poprzez węglanowo-siarczanowe do chlorkowych.

Wody poziomu czwartorzędowego są stosunkowo słabo zmineralizowane. Sucha pozostałość wynosi od 0,2 do 0,7 g/dm³ (g/l).

Charakteryzuje je agresywność wylugowująca, kwasowo-węglanowa i ogólnokwasowa, a niekiedy w małym stopniu agresywność siarczanowa na cement zwykły.

Wody poziomu trzeciorzędowego są wodami słodkimi – dwuwęglanowo-wapniowo-sodowymi. Są słabo zmineralizowane, a sucha pozostałość wynosi od 0,2 do 0,6 g/dm³ (g/l). Temperatura wód waha się od 10 do 25°C. W stosunku do cementu nie wykazują one agresywności.

Wody pstrego piaskowca są silniej zmineralizowane, sucha pozostałość wynosi od 0,2 do 2,0 g/dm³. Temperatura wód wynosi od 20 do 30°C. Wody węglanowo-siarczanowe w spągu są bardziej chlorkowo-sodowe, słabo zasadowe i bardzo twarde. W stosunku do cementu wykazują agresywność siarczanową.

Wody cechsztynu są silnie zmineralizowane. Sucha pozostałość wynosi od 1 do 30 g/dm³. Temperatura wód wynosi od 30 do 35°C. Są to wody chlorkowo-sodowe i siarczanowo-wapniowe, słabo zasadowe i bardzo twarde. Wykazują agresywność wylugowującą, niekiedy kwaso-węglową, siarczanową na cement zwykły, a także na cement odporny na siarczany.

Wody czerwonego spagowca są bardzo silnie zmineralizowane. Sucha pozostałość wynosi 3,50 g/dm³. Temperatura wód wynosi od 30 do 42°C. Są to wody chlorkowo-sodowe, zasadowe, bardzo twarde i wykazują w stosunku do cementu agresywność lugującą i siarczanową na cement zwykły.

Ze względu na parametry geotechniczne oraz warunki hydrogeologiczne najwłaściwszą metodą głębinienia szybów jest mrożenie górotworu w warstwach zawodniomych.

2.2.4. Złoża soli

Perspektywicznym rejonem głębienia szybów dla kopalń soli są Kujawy i Pomorze. Z tych też względów w krótkim omówieniu stosunków hydrogeologicznych pominięte zostaną południowe obszary solonośne. Złoża soli na obszarach Pomorza i Kujaw występują w postaci wysadów (egzematów) wyniesionych na wysokość kilkudziesięciu do stu kilkudziesięciu metrów pod powierzchnią ziemi.

Nadkład egzematów stanowią (idąc do góry) utwory czwartorzędowe w postaci przewarstwień piasków, glin i ilów zapiaszczonych. Utwory te prowadzą najczęściej wody o słabym poziomie 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 nieraz 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 ze względu na swe różne warunki przeobrażenia nie są jednolite. Na przykład czapa gipsowa egzematu w Kłodawie wykazywała szczelinowatość, nie prowadziła wody i przechodziła w suche ily solonośne. Natomiast czapy solne wysadów Inowrocławia, a zwłaszcza Wapna, wykazywały duże przeobrażenia samej 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. Pomiedzy warstwami soli kamiennej spotykane są przewarstwienia soli potasowych. Struktura zasadniczego złoża solnego egzematu wykazuje niekiedy dużą zmienność w postaci przewarstwień, wgłębień i pofałdowań na powierzchni lustra solnego, a nawet fałdów przewalonych na pewnych partiach wysadu (np. wysad solny w Inowrocławiu).

W utworach wysadów solnych można wyróżnić trzy poziomy hydrostatyczne wód:

- poziom wód w utworach czwartorzędowych,
- górny poziom wód (słodkich) w czapie gipsowej,
- dolny poziom wód (solanek) występujących na granicy spągu czapy gipsowej i stropu właściwego wysadu solnego.

Pierwszy poziom najczęściej nie jest zasobny w wodę. Drugi i trzeci poziom nie zawsze towarzyszy wysadom solnym (brak go np. w Kłodawie). W przypadku występowania dopływu wód z tego poziomu mogą być one bardzo duże i dochodzić do kilkunastu m³/min ze względu na szczelinowy charakter przypływu i podziemne zbiorniki wód w wyługowanych anhydrytach i solach.

Z powodu dużej zmienności strukturalnej i hydrogeologicznej niekiedy w obrębie kilku metrów przed projektowaniem głębinia szybu konieczne jest przeprowadzenie dokładnych wierceń badawczych. Często dla potwierdzenia wątpliwych wyników wymagane jest odwiercenie kilku otworów. Dopiero na podstawie analizy poszczególnych otworów badawczych możliwe jest podjęcie decyzji, czy szyb może być głębiany metodą zwykłą, za pomocą zamrażania normalnego czy też zamrażania do niskich temperatur.

2.2.5. Złoże rud żelaza

2.2.5.1. Okręg częstochowski

Zasięg rozciągającego się wokół Częstochowy obszaru rudonośnego nie został jeszcze całkowicie zbadany. Główne pokłady rud żelaza, sferosyderytów i syderytów zalegają na głębokości od 50 do 150 m, średnio na głębokości 100 m.

Nadkład stanowią (idąc od powierzchni ziemi) utwory aluwialne i dyluwialne w postaci przewarstwień drobnych i średnioziarnistych piasków, miejscami przechodzących w żwiry, oraz wkładek glin i ilów. W spągu tych warstw znajduje się zazwyczaj czarny, twardy mułek, miejscami piaszczysty, o grubości kilku metrów. Grubość całości tych utworów wynosi od 20 do ponad 30 metrów.

Pod tymi utworami zalegają iły jurajskie, stanowiące główną serię rudonośną obszaru częstochowskiego. Składają się one z ilów ciemnoszarych, twardych, czasem

łupkowatych, z cienkimi wkładkami piaskowca, ławicami nieregularnie rozrzuconych sferosyderytów oraz z tzw. środkowym i spągowym poziomem syderytu ilastego. Iły, w miarę zwiększenia się głębokości, wykazują coraz większą łupkowatość.

Spągowy poziom syderytu stanowi zasadniczy poziom eksploatacyjny. Pokład rudy tego poziomu podściela warstwa szaro-zielonego iłu o miąższości 1,0 m, odznaczającego się dużą plastycznością.

Pod warstwą szarozielonego iłu zalegają tzw. warstwy kościeliskie. Charakteryzują się one występowaniem kruchych piaskowców oraz luźnych piasków. 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 mulki lub też, w przypadku zapiaszczenia i wodoprzepuszczalności mulków, zalegające pod nimi iły 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 poziomem zasadniczym. Spąg tego horyzontu związany jest ze spągiem piaskowców kościeliskich. Wysokość podnoszenia się wody z tego poziomu bywa znaczna i sięga nieraz kilkunastu metrów nad powierzchnię ziemi. Dopływ wody do głębiego szybu zwiększa się znacznie w miarę zgłębiania szybu w warstwy kościeliskie i jest bardzo duży z powodu ich znacznej przepuszczalności. Jest ona spotęgowana przez obecność wymytych szczelin i kawern w piaskowcach, którymi woda spływa ze znacznych odległości. Wskutek działalności wylugowującej wody tego poziomu hydrostatycznego wykazują silną agresywność wobec cementu.

Ze względu na skomplikowane stosunki hydrogeologiczne głębinie szybów w tym okręgu jest bardzo trudne i wymaga najczęściej zastosowania metod specjalnych oraz obudowy wbijanej (przy niewielkich głębokościach zalegania rudy) lub metody mrożenia górotworu przy większych głębokościach.

Szczególnie skomplikowane jest wykonanie z szybu wyrobisk poziomych, tj. wlotów podszybia i komór pomp – duże utrudnienie przy tych robotach stanowi przyływ wody wynoszący od 10 do 15 m³/min.

2.2.5.2. Okręg łęczycki

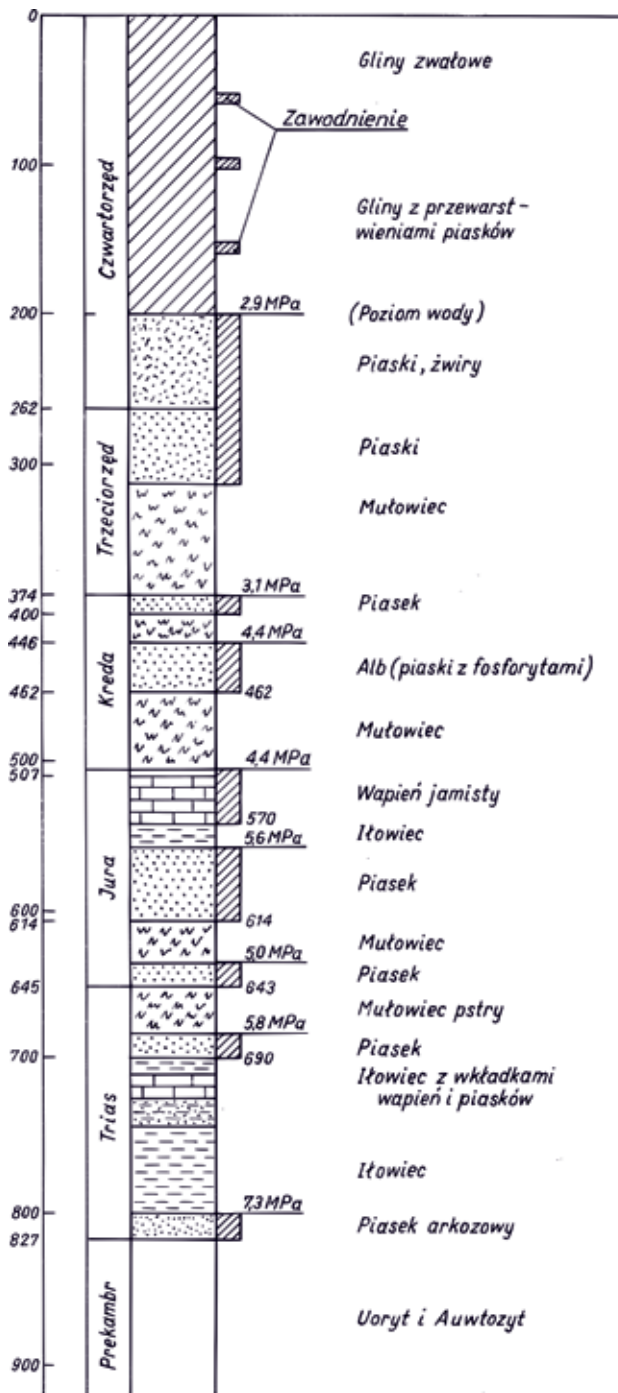
W okręgu łęczyckim wyróżnić można dwa poziomy wodne:

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

Horyzont wodny w utworach czwartorzędowych ze względu na soczewkowanie występowanie piasków i żwirów jest nieciągły. Drugi horyzont wodny zawarty jest w piaskach i słabo zwięzłych piaskach jurajskich.

2.2.5.3. Okręg suwalski

Występujące na północno-wschodnich krańcach Polski (w województwie suwalskim), złoże rudy żelaza ma charakter polimetaliczny i zalega w utworach prekambriu. Zostało ono rozpoznane podczas wierceń w rejonie osady Krzemionki. Nadkład nad utworami kambryjskimi przedstawiono na rysunku 2.8.



Rys. 2.8. Schematyczny przekrój geologiczny przez utwory rudonośne w okręgu suwalskim.

Mięższość utworów czwartorzędowych jest tu znaczna i dochodzi do 262 m. Reprezentowane są w górnej partii przez gliny zwałowe przewarstwione zawodnionymi piaskami i otoczakami. Dolna seria utworów czwartorzędowych wykształcona jest w postaci kilkudziesięciometrowej grubości warstw piasków i żwirów. Utwory te są zawodnione wodami o zawieszonym poziomie hydrostatycznym w górnej serii i wodami o ciągłym charakterze i ciśnieniu 2,9 MPa w dolnej serii. Utwory trzeciorzędowe zalegające do głębokości 370 m reprezentowane są w górnej serii przez warstwy piasków, a w dolnej przez mułowce. Całość tych utworów jest zawodniona, przy czym poziom hydrostatyczny wód wykazuje ciśnienie 3,1 MPa.

Utwory kredowe zalegają do głębokości 500 m i są reprezentowane (idąc od góry) przez warstwy piasków, mułowców oraz piasków z konkrecjami fosforytów (alb). Te ostatnie utwory o mięższości kilkunastu metrów wykazują poziom hydrostatyczny o ciśnieniu 4,4 MPa.

Utwory jurajskie zalegają poniżej utworów kredowych i są reprezentowane przez warstwy wapienia jamistego w stropie, kilkumetrowej grubości warstwy mułowców w serii środkowej oraz kilkunastometrowej mięższości warstw piasków z ciekim przewarstwieniem mułowców w serii dolnej. Według posiadanych danych poziom wodonośny w wapieniach jamistych posiada ciśnienie hydrostatyczne równe 4,4 MPa, a w niżej leżących warstwach piasków ciśnienie horyzontu wodnego wynosi 5,0 MPa.

Utwory triasu zalegają do głębokości 830 m, przy czym reprezentowane są w stropie przez zawodnione pstre mułowce o ciśnieniu hydrostatycznym 5,8 MPa. W części środkowej występują warstwy iłowców z wkładkami wapieni i piasków. Utwory te określane są jako bezwodne. Poniżej nich zalegają warstwy zawodnionych piasków arkozowych wykazujących ciśnienie złożowe 7,3 MPa.

Utwory prekambry zalegające poniżej utworów triasowych reprezentowane są przez utwory skał wylewnych (noryty i aurozyty). Pośród tych skał zalega złożo rudy żelaza w postaci żyły zapadającej w głąb tych utworów. Stąd też eksploatacyjna głębokość szybów wynosić musi od 1200 do 1400 m. Takie utwory nadkładowe zmuszają do stosowania przy głąbieniu szybów metod specjalnych, z których najbardziej racjonalna wydaje się metoda zamrażania górotworu.

2.2.6. Złoża rud cynkowo-olowiowych

Złoża rud cynku w okręgu górnośląskim charakteryzuje bardzo silne zawodnienie. Zalegają one w triasowych dolomitach kruszczośnych. Dolomity te wykazują znaczną szczelinowatość, co sprzyja powstawaniu dużych zbiorników wodnych. Wody zawarte w zbiornikach mają zwierciadło swobodne. Grubość warstw dolomitu dochodzi do 100 m. Utwory te stanowią nadkład złóż węglowych. Głębianie szybów wymaga stosowania metod specjalnych, takich jak mrożenie górotworu lub też wiercenie.

2.3. Wiercenie otworów badawczych pod szyby

2.3.1. Założenia dla wierceń

Wiercenie otworu badawczego pod szyb jest jedną z zasadniczych czynności związanych z głębianiem szybu. Założenia, jakimi należy się kierować przy odwiercaniu otworu badawczego pod szyb, zostały już omówione we wstępie do rozdziału 2. Na podstawie ogólnej znajomości geologicznej obszaru i wyników wierceń rozpoznawczych złoża dla każdego wiercenia badawczego pod szyb ustala się założenia i konkretyzuje zadania, na które wiercenie na podstawie specjalnego rozeznania powinno dać odpowiedź.

2.3.2. Rodzaje wierceń

Otwory badawcze pod szyby można wiercić:

- ręcznie – gdy głębokość otworu nie przekracza 50 m i przy skałach słabo zwięzłych,
- mechanicznie – gdy głębokość otworu jest większa niż 50 m i przy skałach zwięzłych.

Wiercenie mechaniczne może być obrotowe, z zastosowaniem płuczki wodnej lub sprężonego powietrza z pobieraniem rdzenia. Dla wierceń badawczych pod szyby stosuje się najczęściej wiercenie „na sucho”. Wiercenia z płuczką stosowane są w tych przypadkach, gdy głębokość otworu wynosi ponad 300 m i gdy nie ma technicznych możliwości odwiercenia otworu „na sucho”.

Przy wierceniach badawczych pod szyby stosuje się następujące rodzaje wierceń:

Wiercenia obrotowe okrętne – wykonywane ręcznie do głębokości nieprzekraczających 50 m. Najczęściej jednak przy wierceniach badawczych pod szyby w skałach miękkich stosowany jest sposób ręczno-mechaniczny, gdzie sam proces wiercenia świdrem łyżkowym, świdrem spiralnym lub szlamówką wykonuje się ręcznie, pozostałe zaś czynności, jak wyciąganie przewodu, urobku, pompowanie wody, rurowanie otworu – za pomocą urządzeń mechanicznych.

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

Wiercenie okrętne wykonuje się w ten sposób, że kilku ludzi obraca przy użyciu utwierdzonego poziomo do żerdzi drążka przymocowany do żerdzi wiertniczej świder łyżkowy, powodując zagłębianie się świdra w skałę. Po wypełnieniu się świdra lub szlamówki wyciąga się przewód i opróżnia szapę, pobierając próbkę. Przy bardziej zwięzłych skałach, np. ilach, iłolupkach dla ułatwienia urabialności dolewa się do otworu niewielką, ściśle określoną ilość wody. Po odwierceniu kilkudziesięciu centymetrów wlewa się do otworu wodę, a następnie świdrem łyżkowym lub szlamówką wybiera się urobioną skałę.

W przypadku, gdy skały są tak zwięzłe, że nie da się ich urobić za pomocą szapy, do wiercenia używa się świdrów spiralnych.

W niewielkiej odległości od dna otworu prowadzi się rury wiertnicze, utrzymując 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 wypadkach – do kilku metrów.

W takich przypadkach należy prowadzić rury okładzinowe równo z dnem otworu, a nawet niekiedy wciskać rury w skałę, a następnie wybierać skałę z zaruwanego już otworu.

Wiercenia udarowe ręczne stosowane bywają w sporadycznych przypadkach przy wierceniach okrężnych. Wiercenie wykonuje się przy użyciu dłuta, przy czym urobek skalny rozmieszany z dolaną do otworu wodą wydobywa się za pomocą szlamówki. Najczęściej stosuje się wiercenie ze sztywnego przewodu, żerdzi. Wierceń

udarowych linowych prawie nie stosuje się przy wierceniu otworów badawczych pod szyby.

Wiercenia obrotowe stosuje się coraz częściej jako wiercenie badawcze pod szyby. Znajdują one zastosowanie w tych przypadkach, gdy projekt wiercenia otworu badawczego zakłada przebadanie pewnych partii z pobraniem rdzenia lub gdy odwiercenie otworu „na sucho” jest niemożliwe ze względów technicznych (duża głębokość).

Do wiercenia otworów badawczych pod szyby stosuje się wyłącznie wiercenie obrotowe rdzeniowe. Wiercenie to stanowi niekiedy również uzupełnienie wiercenia „na sucho”. Dla uzyskania rdzenia ze skał kruchych lub łatwo ługujących się stosuje się wiercenie obrotowe przy zastosowaniu podwójnych koronek i rur rdzeniowych.

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

2.3.3. Urządzenia do wierceń badawczych

Do wierceń okrężnych wystarczają proste urządzenia w postaci trójnogu, czwórnogu i kołowrotu wyciągowego (wciągarki) o napędzie ręcznym lub mechanicznym. Do wierceń udarowych „na sucho” stosuje się wieże i wieżomaszty stalowe.

Spośród aparatów wiertniczych stosuje się wiertnice polskiej produkcji typu SMFM, SMSU oraz zagraniczne, jak przewoźne aparaty obrotowo-udarowe firmy Wirth, Salzgitter i inne.

Niektóre spośród tych aparatów, jak np. Salzgitter, mają mechanizmy (stoły rotacyjne) zezwalające na wiercenie obrotowe otworów w skałach zwięzłych w celu uzyskania rdzenia.

Napęd tych aparatów jest przeważnie elektryczny, rzadziej spalinowy.

Do wierceń obrotowych – rdzeniowych, obok wymienionych już wózków rotacyjnych, stosuje się aparaty typu „Craelius” produkcji polskiej, szwedzkiej, niemieckiej oraz radzieckiej.

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

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

2.3.4. Projekt wiercenia

Każdy otwór badawczy pod szyb powinien zostać dokładnie zaprojektowany przez geologa. W projekcie tym musi być dokładnie opracowany cel oraz sposób wiercenia, lokalizacja otworu i kota wysokościowa, projektowana i końcowa głębokość wiercenia.

Na spodziewanym schematycznym profilu stratygraficznym powinny być nanieśione dymensje wiercenia na 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, zwięzłość.

W projekcie muszą zostać określone specjalne zadania, jakie mają być wykonywane w trakcie wiercenia, a zwłaszcza pobieranie próbek skał i wody, pomiary wydanku wody, zamykanie wody, obserwacja zachowania się skał w trakcie wiercenia (tj. podbijanie w rury, pęcznienie, ściskanie) pomiary nachylenia skał.

W projekcie powinien być uwzględniony sposób likwidacji otworu. Jest to bardzo ważne przy wierceniach pod szyb dla kopalń soli oraz wszędzie tam, gdzie nieodpowiednio zlikwidowany otwór może spowodować zawodnienie poszczególnych partii skał, a tym samym utrudnić głębinie, względnie spowodować zawodnienie złoża, utrudniając warunki jego eksploatacji, a nawet stwarzać niebezpieczeństwo dla całej kopalni.

W praktyce górniczej znane są przypadki, że złe zamknięcie wody i zawodnienie skał uniemożliwiły głębinie szybów prostszymi metodami i w rezultacie były przyczyną likwidacji kopalń soli.

Po przewierceniu otworu i opracowaniu faktycznych danych projekt likwidacji otworu powinien być skorygowany – z uwzględnieniem wyników wiercenia. Odległość otworu badawczego od osi szybu nie może być większa niż 30,0 m. Od-

stępstwa w tym zakresie powinny być odpowiednio udokumentowane. Dla wierceń badawczych pod szyby dla kopalni soli, w celu uniknięcia pozostawienia filaru ochronnego wokół otworu wiertniczego, dopuszcza się lokalizację otworu badawczego w obrębie tarczy projektowanego szybu. Otwór badawczy może być wiercony z powierzchni terenu lub z podziemnego wyrobiska. W tym ostatnim przypadku obowiązują dodatkowe rygory związane z wierceniem na dole kopalni.

Po zakończeniu wiercenia i badań otwór badawczy może być zlikwidowany albo wykorzystany (w całości lub części), jako otwór mrozeniowy, studzienny, cementacyjny, odgazowujący, obserwacyjny itp. Otwory te w tych przypadkach noszą nazwę mrozeniowo-badawczego, cementacyjno-badawczego itd.

Po zatwierdzeniu lokalizacji otworu badawczego i uzyskaniu zgody władz górniczych na jego odwiercenie mierniczy górniczy wytycza osie otworu w terenie.

2.3.5. Przebieg wierceń i pobieranie próbek

Przed rozpoczęciem robót wiertniczych należy zmierzyć odległość pomiędzy poziomem danego terenu a podłogą pomostu wiertniczego (roboczego), zapisując wynik w raporcie z wierceń.

Pomiary przewodu wiertniczego, liny wiertniczej, narzędzi wiertniczych, rur wiertniczych lub przewodu elektrycznego, służącego do pomiaru zwierciadła wody w otworze, należy wykonywać stalową taśmą mierniczą lub za pomocą licznika głębokości.

Otwór badawczy należy odwiercić tak, aby można było ustalić:

- 1) dokładny profil geologiczny, tj. litologię, stratygrafię, głębokość zalegania i miąższość warstw;
- 2) właściwości fizykomechaniczne przewiercanych warstw, a w szczególności:
 - kąt tarcia wewnętrznego,
 - kohezję,
 - porowatość,
 - granice płynności i plastyczności,
 - ciężar objętościowy,
 - ciężar właściwy,
 - pęcznienie,

- wytrzymałość na rozciąganie, ściskanie i ścinanie;
- 3) liczbę występujących warstw wodonośnych albo poziomów wodonośnych (lub solankowych), określając:
 - głębokość nawiercenia,
 - zwierciadło statyczne wody (poziom ustalony),
 - grubość warstwy wodonośnej,
 - wydajność warstwy wodonośnej, ewentualnie – poziomu wodonośnego (dopływ do otworu),
 - współczynnik filtracji i ewentualny kierunek przepływu,
 - własności fizykochemiczne wody ze szczególnym uwzględnieniem agresji w stosunku do betonu, konstrukcji stalowych oraz lin przewodniczo-nośnych i wyciągowych,
 - temperaturę skały i wody;
- 4) występowanie horyzontów gazowych, określając:
 - głębokość nawiercenia,
 - grubość strefy gazonośnej,
 - wielkość dopływu gazów do otworu,
 - ciśnienie gazów,
 - skład chemiczny gazów.

Ponadto powinno zostać opisane zachowanie się warstw skalnych górotworu w otworze w czasie wiercenia, wykonywania badań, przerw w wierceniu (stójek itp.), np. obsypywanie, zaciskanie, zamulanie, podbijanie do rur, wyrzuty skał, fukacje itp. Wiercenie musi być prowadzone pod nadzorem geologa górniczego.

Długość marszów wiertniczych. Zbyt długie marsze wiertnicze, szczególnie przy wierceniach okrężnych i udarowych, powodują wymieszanie materiału skalnego, a tym samym dają fałszywą próbkę. Przy wierceniach udarowych powoduje to zbytnie rozdrabianie skały, a tym samym niewłaściwą ocenę warstw skalnych. Zachodzi to zwłaszcza w piaskowcach o lepszemu ilastym (okręg dąbrowski) oraz w iłolupkach z cienkimi przewarstwieniami piasków (okręg rybnicki). Długość marszów wiertniczych określa geolog górniczy. Jakość próbek jest zwykle lepsza przy większej średnicy otworu. Przy wierceniach okrężnych istnieje możliwość wybrania ze świda łyżkowego większych okruchów skalnych, często 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 ma on większą odporność na ścinanie i kruszenie.

Istnieje również możliwość stosowania, przy napotkaniu skał słabych, koronek z podwójną rurą rdzeniową, dzięki czemu rdzeń nie jest niszczone przez przepływającą wodę.

Prowadzenie okładzinowych rur wiertniczych tuż za przyrządem wiertniczym, świdrem łyżkowym lub dłutem wpływa korzystnie na jakość próbek, zmniejsza bowiem możliwość obsypywania się skał ze ściany otworu i 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 przez wodę przedostającą się z górnych horyzontów.

Zachodzi to również w przypadku przedostawania się wody na spód niedostatecznie zarurowanego otworu w okresie postoju (dni wolne od pracy i świąteczne), co powoduje wypłukiwanie i pęcznienie skał oraz zaciskanie otworu.

Zbyt duża prędkość 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 spoiстых lub świdrem udarowym w skałach zwięzłych.

Próbki skał pobrane z otworu w żadnym wypadku nie mogą mieć struktury zmiennej wskutek dolewania wody.

Z urobku wydobytego z otworu należy wybrać okruchy skał o nienaruszonej strukturze.

W czasie wiercenia systemem obrotowym lub udarowym „na sucho” należy pobrać próbki o:

- naturalnym uziarnieniu (NU),
- naturalnej wilgotności (NW),
- nienaruszonej strukturze (NNS).

Próbki skał należy pobierać:

- z każdej nowo nawierconej warstwy, niezależnie od jej grubości,
- przy każdej zmianie zwięzłości lub wilgotności danej warstwy.

Zgodnie z obowiązującą w przemyśle węglowym instrukcją prowadzenia wiercenia badawczego pod szyb od głębokości 0,0 do 15,0 m próbki skał NU i NW należy pobierać z każdej nowo nawiercanej warstwy, a jeżeli warstwa się nie zmienia, to w odstępach co 0,5 m. Długość marszu na tym odcinku nie może być większa niż 0,5 m. Próbki ze skał spoistych (NNS) należy pobierać co 1,0 m. Poniżej głębokości 15,0 m próbki skał NU i NW należy pobierać z każdej nowo nawierconej warstwy i przy zmianie jej zwięzłości, a jeżeli warstwa się nie zmienia, to w odstępach co 1,0 m. Próbki NNS ze skał spoistych należy pobierać w odstępach co 3,0 m.

Próbki okruchowe NU o naturalnym uziarnieniu należy pobierać kolejno do specjalnych skrzynek drewnianych o długości 1,0 m i wewnętrznych przegrodach 10×10×10 cm zgodnie z normą BN-72/71-61-5? w liczbie wypełniającej przegródki od powierzchni do końcowej głębokości wiercenia. Wieko skrzyni powinno ściśle przylegać do przegródek, aby próbki nie rozsypywały się.

Próbki skał o naturalnej wilgotności (NW) należy pobierać do szklanych słoików o pojemności 0,5 lub 1,0 dm³, które powinny wypełniać maksymalną przestrzeń słoika oraz stanowić możliwie duże naturalne fragmenty skał. Słoiki z próbkami należy szczelnie zamknąć. Próbki skał o naturalnej (nienaruszonej) strukturze NNS należy pobierać do stalowych cylindrów (gilz) o średnicy wewnętrznej nie mniejszej niż 100 mm i długości 300 mm (z przeznaczeniem do badań laboratoryjnych).

Przed pobraniem próbki dno otworu należy wyczyścić z okruchów skalnych, a następnie cylinder wprasować lub wbić w warstwę skał spoistych tak, aby długość próbki wynosiła co najmniej 20 cm. Po wyciągnięciu cylindra z otworu należy oczyścić próbkę ze zwiercin i rozmokniętej skały, końce wyrównać i uszczelnić od góry i dołu czterokrotną warstwą (nakładką) z tektury zalewanej naprzemian parafiną. Cylinder może być opuszczany do otworu dla pobrania próbek na przewodzie sztywnym (żerdzie wiertnicze) lub na linie łyżkowej wraz z obciążnikiem i nożycami instrumentacyjnymi służącymi do podbijania cylindra.

Próbki skał sypkich i zwięzłych należy pobierać w korycie urobkowym przegrodzonym sitem lub zastawką podczas łyżkowania zwiercin albo spod szczęki świdra lub z buta łyżki.

Przy wierceniu rdzeniowym z zastosowaniem płuczki lub powietrza sprężonego należy pobierać cały wydobyty rdzeń (a w przypadku braku rdzenia – zwiercinę osadzoną na przegrodzie w korycie odpływowym) i układać w skrzynkach.

Z rdzeniówki, po położeniu jej poziomo, wytłacza się rdzeń do koryta z desek tak, aby została zachowana kolejność ułożenia poszczególnych fragmentów rdzenia. Rdzeń po wydobyciu z rdzeniówki obmywa się i układa w skrzynkach. Rdzenie z odcinków wyznaczonych (wg projektu lub wskazań geologa) do dalszych badań laboratoryjnych wkłada się do skrzynek po uprzedniej kąpeli w parafinie lub owinięciu w folię plastikową.

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. Przegródki skrzynek z próbkami oraz skrzynki z rdzeniami powinny być opisane w sposób trwały z podaniem głębokości odcinka, z którego je pobrano. Gdy w jednej skrzynce znajdują się rdzenie z dwóch lub więcej marszów, należy je oddzielić przegrodami, a rdzenie z każdego marsza opisać osobno. Czoła oraz wieka skrzynek należy opisać dodatkowo, podając nazwę utworu, numer kolejny skrzynki i głębokość pobrania próbek.

Na słoikach z próbkami NW należy nakleić etykiety z podaniem nazwy otworu, numeru kolejnego próbki, głębokości i daty pobrania próbki. Taką samą etykietę należy włożyć do słoika.

Próby NNS należy zaopatrzyć w etykiety z podaniem nazwy otworu, głębokości pobrania próbki, numeru kolejnego i daty pobrania. Jedna etykieta powinna znajdować się pod opakowaniem próbki, a druga na wierzchu opakowania.

Próbki należy przechowywać w magazynie próbek w takich warunkach, aby nie uległy uszkodzeniu, wyschnięciu lub przemarznięciu. Magazyn próbek powinien być zamknięty.

Próbki NW i NNS przeznaczone do badań muszą być szybko dostarczone do laboratorium. Transport próbek powinien odbywać się w skrzyniach o wyściółce z trocin lub słomy. Po zakończeniu wiercenia i ocenie próbek przez geologa nadzorującego wiercenie próbki przekazuje się inwestorowi, a w przypadku pisemnej rezygnacji z wiercenia likwiduje się je komisyjnie.

Wszystkie pobrane próbki należy wyszczególnić w raportach zmianowych wiertaczy i w raportach wiercenia.

2.3.6. Badanie 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.

Wszystkie warstwy wodonośne stwierdzone w otworze badawczym powinny być badane pod stałym nadzorem geologa górniczego. Z tych też względów wszystkie otwory badawcze pod szyby (poza otworem rdzeniowym) powinno się wiercić bez płuczki („na sucho”). Pierwsze pojawienie się wody w otworze i wystąpienie jej ciśnienia hydrostatycznego są dowodem na istnienie warstwy wodonośnej.

Każda nawiercona warstwa wodonośna powinna być opisana w raporcie wiertaczy i w raporcie wiercenia z podaniem:

- głębokości nawiercenia,
- głębokości ustalenia się zwierciadła wody lub solanki (przy wodach artezyjskich poziom statyczny nad terenem lub ciśnienie na manometrze),
- zachowania się ścian otworu po nawierceniu wody oraz w czasie przewiercania warstwy wodonośnej (sypanie, ściskanie, zamulanie, tworzenie korków),
- temperatury wody.

Warstwę wodonośną przewierca się do spodu, a następnie przygotowuje się otwór do badania dopływu wody. W warstwach skał luźnych oraz w warstwach upłynniających się lub tworzących korki odcinek wodonośny zafiltrowuje się, wykonując w razie potrzeby obsypkę. Następnie rury okładzinowe podciąga się do stropu warstwy wodonośnej lub do wierzchni filtra.

W warstwach skał zwięzłych rury okładzinowe podciąga się do stropu warstwy wodonośnej, a w przypadku obsypywania się lub rozmywania ścian otworu, war-

stwę wodonośną należy osłonić rurami perforowanymi o powierzchni czynnej ok. 20% lub filtrami. Konieczność stosowania filtra, jego konstrukcję i długość określa nadzorujący geolog górniczy.

W otworach wierconych systemem udarowym podczas przewiercania warstw wodonośnych o dużej grubości i zmiennym nawodnieniu badanie dopływu wody wykonuje się co 25 m.

W otworach wierconych obrotowo-rdzeniowo z zastosowaniem płuczki, przy przewiercaniu grubych warstw wodonośnych lub podejrzanych o wodonośność, a także przy przewiercaniu odcinków warstw o zmiennym wykształceniu i małej grubości, badania wykonuje się również odcinkami nie większymi od 25 m po uprzednim szcerpaniu płuczki lub za pomocą próbnika złoża. W razie potrzeby wykonuje się dodatkowe badania kontrolne wydzielonych odcinków w czasie likwidacji otworu po sperforowaniu rur okładzinowych i warstwy cementu wypełniającego przestrzeń między rurami a ścianą otworu.

Wydajność poziomu lub warstwy wodonośnej określa się poprzez próbne pompowanie pompą, a w wyjątkowych przypadkach przez szcerpywanie łyżką wiertniczą.

Pompowanie lub szcerpywanie wykonuje się przy trzech ustalonych poziomach dynamicznych, tj. przy trzech kolejno po sobie następujących coraz to większych depresjach. Wielkość dopływu wody przy pierwszej depresji nie może przekraczać $\frac{1}{3}$ wydajności pompy, a w przypadku stosowania filtra w otworze $\frac{1}{3}$ maksymalnej jego przepustowości, przy czym obniżenie zwierciadła nie może przekroczyć $\frac{1}{3}$ wysokości słupa wody.

W przypadku szcerpywania wody łyżką do dna otworu czynność tę należy wykonać trzykrotnie, przy każdorazowym pomiarze wielkości podnoszenia się poziomu zwierciadła wody.

Czas pompowania próbnego przy jednej depresji powinien wynosić co najmniej 24 h, a przy trzech depresjach minimum 72 h, po czym należy obserwować wzrost poziomu statycznego.

Czas szcerpywania łyżką przy jednej ustalonej depresji powinien wynosić od 8 do 12 h, a przy trzech ustalonych depresjach od 24 do 36 h, po którym to czasie przeprowadza się obserwacje podnoszenia się zwierciadła wody aż do ustalenia się poziomu hydrostatycznego.

Zwierciadło uważa się za ustalone, gdy trzy kolejne pomiary w odstępach co 30 min nie wykazują różnicy większej niż 3 cm.

Badanie dopływu wód musi być prowadzone bez przerw. W przypadku ich wystąpienia badanie należy powtórzyć od początku. Czas obserwacji podnoszenia się zwierciadła wody po dwóch pierwszych szcerpywaniach do dna powinien wynosić, w zależności od szybkości podnoszenia się, od 4 do 8 h, a po trzecim szcerpywaniu aż do ustalenia się zwierciadła na poziomie hydrostatycznym. Przed właściwym pompowaniem należy przeprowadzić pompowanie oczyszczające. Pompowanie próbne może być wykonane za pomocą elektrycznych pomp głębinowych lub pompy powietrznej typu mamut. Nadzorujący geolog górniczy ustala typ i rodzaj pomp, głębokość wpuszczania pompy i poziomy dynamiczne dla poszczególnych depresji.

Badanie dopływu wód w warstwach porowatych prowadzi się od depresji najmniejszej, a w warstwach skał szczelinowatych, żwirach i otczkach od depresji największej.

Wydajność pomp powinna być tak dobierana, by przeprowadzone próby dynamiczne różniły się od siebie co najmniej o 1,0 m. W przypadku wód artezyjskich jako pierwszą depresję przyjmuje się poziom dynamiczny na wysokości wylewu z rury wiertniczej.

Średnica przewodu pompowego powinna być dostosowana do rodzaju pomp, przy czym należy na nim zabudować zasuwę do regulowania wydajności oraz manometr o zakresie do 2,5 MPa.

Pompy wirnikowe uruchamia się przy zamkniętej zasuwie, którą otwiera się stopniowo.

Wielkość dopływu wody do otworu określa się:

- przy wydajności poniżej 30 min za pomocą naczyń kalibrowanych, zwężki i wodomierza,
- przy wydajności powyżej 30 min za pomocą skrzyń przelewanych o przelewie trójkątnym lub prostokątnym, wykonanych zgodnie z normą PN-61/G-53070, wodomierzy i zwęzek.

W celu uniknięcia powtórnego przedostawania się pompowanej wody do otworu powinna ona być odprowadzana od otworu uszczelnionym odpływem na odległość co najmniej 150 m.

Szczerpywanie wody łyżką przy ustalonych depresjach wykonuje się w:

- horyzontach wykazujących bardzo duże zapiaszczenie,
- głębokich otworach przy niskim poziomie hydrostatycznym (poniżej 150 m).

Szczerpywanie wody łyżką do dna i obserwacje podnoszenia się zwierciadła wody w otworze wykonuje się:

- przy dopływach wody dających się szcerpać do spodu otworu,
- w otworach głębokich przy niskim poziomie hydrostatycznym (poniżej 150 m), gdy nie ma możliwości przeprowadzenia szczerpywania wody przy stałej depresji (nie można szybko uchwycić zwierciadła wody), a woda daje się szcerpać do dna otworu.

Przy głębokościach otworu powyżej 150 m i znacznym dopływie wody szczerpywanie jej przy użyciu pomp jest niemożliwe ze względu na brak tego rodzaju pomp o małych wymiarach i dużej wydajności. W tych przypadkach do pomiaru wydatku poszczególnych horyzontów wodonośnych stosuje się tzw. próbniki wgłębne.

Polega to na uszczelnieniu miejsca pomiaru wody danego horyzontu pierścieniami gumowymi oraz na pomiarze wydatku i ciśnienia hydrostatycznego wody przy użyciu specjalnej aparatury. Uwzględniając charakterystykę techniczną danego przyrostu, można określić rzeczywisty dopływ wody do otworu i szybu oraz występujące ciśnienie hydrostatyczne danego horyzontu wodnego.

W praktyce polskiej stosuje się urządzenia amerykańskie i radzieckie.

Pomiary zwierciadła wody w otworze wykonuje się przy użyciu następujących urządzeń sygnalizacyjnych:

- akustycznych (świstawki, pukawki),
- elektrycznych (światlnych, dźwiękowych, wskaźnikowych),
- pływakowych oraz dynamometrem,
- manometrów wgłębnych samopiszących.
- Przestrzega się następującej częstotliwości wykonywania pomiarów:
- przy próbnym pompowaniu co 15 min – podczas ustalania się depresji;
- w czasie szczerpywania łyżką przy stałej depresji co 30 min, a przy wyjątkowo dużej głębokości otworu co 1 godzinę;
- podczas obserwacji podnoszenia się zwierciadła po szczerpywaniu wody do dna otworu lub określonej z przyczyn technicznych innej głębokości: co 5 min

w ciągu pierwszej godziny obserwacji, co 15 min w ciągu drugiej i trzeciej godziny i co 30 min w pozostałych godzinach obserwacji.

Na podstawie przeprowadzonych pomiarów należy sporządzić odpowiednią dokumentację.

Temperaturę wody mierzy się za pomocą termometru wgłębnego czerpakowego, opuszczanego na linie na głębokość warstwy wodonośnej, a podczas próbnego pomiaru – w skrzyni przelewowej, mierząc równocześnie temperaturę powietrza.

Na zakończenie badań dopływu wód z każdego horyzontu wodnego pobiera się próbkę wody do analizy fizykochemicznej, a zwłaszcza do określenia jej agresywności w stosunku do cementu oraz konstrukcji stalowych.

Ze względu na dokonywanie większości pomiarów dopływu wód przy użyciu węglanych agregatów pompowych w tablicy 2.2 podano bliższą charakterystykę tych urządzeń.

Tablica 2.2. Charakterystyka wglebnych agregatow pompowych produkowanych w Polsce

Typ pompy	Liczba stopni	Wydajność m³/h	Najważniejsza dopuszczalna wysokość podnoszenia	Uwagi
G 80	9	16 ÷ 70	150	Dokładność ± 10%
G 100	8	50 ÷ 130	150	
G 125	6	80 ÷ 220	150	

Tablica 2.3. Średnica zarurowania odpowiadająca szczególnym typom pomp i silników

Silniki		Typ pompy	Średnica otworu na ścieki, mm						
Typ	Moc KW (KM)		225	250	275	300	325	375	
SG-18	2,19÷7,3 (3÷10)	G80AI-AII G80BI-BII	kr ¹⁾	tak ³⁾	tak	tak	tak	tak	
SG-20	5,48÷12,5 (7,5÷17)	G80BI-BIII G80BIII-BIV	nie ²⁾	kr	tak	tak	tak	tak	
		G100AI G100BI-BII	nie	kr	tak	tak	tak	tak	

SG-24	12,5÷25,6 (17÷35)	G80AIII-AIV	nie	kr	tak	tak	tak	tak
		G80BIV-BIX	nie	nie	kr	tak	tak	tak
		G100AII-AIII	nie	nie	nie	kr	tak	tak
SG-27	14,6÷36,6 (20÷50)	G100BIII-BIV	nie	nie	nie	kr	tak	tak
		G125-AI	nie	nie	nie	kr	tak	tak
		G125BI-BII	nie	nie	nie	kr	tak	tak
SG-32	39,8÷43,1 (54,5÷59,0)	G80AIV-17IX	nie	nie	nie	kr	tak	tak
		G80VVI-BIX	nie	nie	nie	kr	tak	tak
		G100AII-AV	nie	nie	nie	nie	kr	tak
SG-32	39,8÷43,1 (54,5÷59,0)	G100BIII-BVIII	nie	nie	nie	nie	nie	tak
		G125AI-AII	nie	nie	nie	nie	nie	tak
		G125AI-BIII	nie	nie	nie	nie	nie	kr
SG-32	39,8÷43,1 (54,5÷59,0)	G100AIV-AVIII	nie	nie	nie	nie	nie	tak
		G100BVII-BVIII	nie	nie	nie	nie	nie	tak
		G125AII-AVI	nie	nie	nie	nie	nie	kr
SG-32	39,8÷43,1 (54,5÷59,0)	G125BIII-BVI	nie	nie	nie	nie	nie	kr
		G125AIII-AVI	nie	nie	nie	nie	nie	kr
		G125BV-BVI	nie	nie	nie	nie	nie	kr

kr – średnica pompy dopasowana do średnicy rur, nie – oznacza, że pompa nie mieści się w otworze o danym zarurowaniu, tak – pompa mieści się w otworze bez przeszkód.

W tabelicy 2.3 przedstawiono charakterystykę pomp produkowanych obecnie w Polsce przez Pomorską Odlewnię i Emaliernię z równoczesnym podaniem średnicy zarurowania wymaganej dla każdego typu pomp.

Niekiedy przy wierceniu badawczym pod szyby – zwłaszcza na terenach gdzie prowadzona była już eksploatacja złóż – obserwuje się zjawisko odwrotne do dopływu wód, a mianowicie zanik płuczki. Stąd też konieczna jest stała obserwacja zachowania się płuczki w otworze. W normalnych warunkach płuczki, która znajduje się w dobrze zamkniętym otworze, nie powinno ani ubywać, ani przybywać.

Zwiększenie ilości płuczki i jej rozcieńczenie wskazuje na nawiercenie wody o ciśnieniu hydrostatycznym wyższym aniżeli słup płuczki. Zmniejszenie ilości płuczki, a czasem całkowite jej zniknięcie łącznie ze zwiercinami, świadczy o jej ucieczce w porowate lub szczelinowate skały. Mogą one być bezwodne lub też wypełnione wodą o ciśnieniu hydrostatycznym niższym aniżeli ciśnienie słupa płuczki.

2.3.7. Badanie 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, to całe urządzenie wiertnicze powinno spełniać warunki ognioszczelności. Dotyczy to zwłaszcza silników napędowych, oświetlenia, przepisowej odległości kuźni i innych urządzeń mogących przez iskrzenie spowodować zapalenie gazu.

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

W czasie wierceń badawczych pod szyby należy się liczyć z wydobywaniem się następujących gazów: metanu CH_4 w złożach węgla i soli, dwutlenku węgla CO_2 i tlenku węgla CO przy wierceniu otworów badawczych do starych zrobów. Może również wystąpić H_2S przy przewierceniach nakładu z warstwami gipsu i anhydrytu oraz starych zrobów.

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,

Każdy nawiercony horyzont gazowy musi być odnotowany w dokumentacji wierceń.

Warstwę gazonośną należy przewiercić do spodu, a następnie przystąpić do badania wielkości wypływu. W tym celu należy przy wierceniu „na sucho” podciągnąć (jeżeli to możliwe) kolumnę rur powyżej spodu otworu do stropu warstwy gazonośnej i po podniesieniu rur dokręcić do nich głowicę gazową i huczek hermetyczny zakończony zaworem, co umożliwia niezależne i równoczesne wykonanie pomiaru wielkości wypływu, pomiaru wielkości ciśnienia i pobranie gazu do analizy chemicznej.

W przypadku wiercenia obrotowo-rdzeniowego należy postępować podobnie jak przy wierceniu „na sucho”, z tym że należy szarpać płuczkę. W otworach wierconych powyżej 300 m wykonuje się ciągły pomiar zgazowania płuczki wychodzącej z otworu.

Pomiar wypływu gazu wykonuje się za pomocą:

- anemometru,
- zwężki,
- gazomierzy

zabudowanych na rurze długości 2 do 5 m odprowadzającej gaz poza obręb wieży i zabezpieczonej przed wybuchem.

Ciśnienie gazu mierzy się manometrem o odpowiednim zakresie pomiaru. Próbkę gazu pobiera się pod kontrolą geologa do dwu lub czterech pipet o pojemności 500 cm³ i poddaje analizie fizykochemicznej.

2.3.8. Rurowanie otworu oraz zamykanie horyzontu wodnego i gazowego

Przy systemie obrotowym otwór ruruje się sukcesywnie po każdym marszu w przypadku obsypywania się, zaciskania lub zamulania otworu lub wykonuje się rurowanie odcinkami (jedna lub kilka rur), gdy ściany otworu dobrze się utrzymują.

W przypadku wiercenia w skałach upłynniających się i tworzących korki otwór ruruje się z wyprzedzeniem dna otworu przy zastosowaniu przeciwcisnienia słupa wody.

Przy wierceniu „na sucho” (obrotowo lub udarowo) otwór ruruje się w zależności od warunków hydrogeologicznych, przestrzegając następujących zasad:

- przy wierceniu w skałach luźnych upłynniających się i tworzących „korki”, but rur powinien wyprzedzać narzędzie wierzące;
- narzędzia wierzące (szczególnie łyżka wiertnicza) powinny mieć odpowiednio mniejszą średnicę w stosunku do rur, aby przy wybieraniu urobku nie powodowały zasysania luźnego materiału przewierconych skał i nie tworzyły sztucznych „korków”;
- ilość materiału skalnego wybranego z otworu w czasie przewiercania skał luźnych nie powinna przekraczać objętości odwierconego odcinka otworu, aby nie dopuścić do powstania leja na powierzchni;
- zarurowanie odcinka przewierczanych skał luźnych, piaszczystych wykonywać należy możliwie jedną kolumną rur wiertniczych, aby nie dopuścić do ścięcia się kolumn przy ich podciąganiu i odsłanianiu odcinka do badań;

- długość nieorurowanego odcinka nie powinna przekraczać 5 m, a długość jednej rury manipulacyjnej nie powinna być dłuższa niż 3–3,5 m, natomiast łączna długość rur manipulacyjnych jednej kolumny rur powinna wynosić co najmniej 12 m.

Przy systemie obrotowo-rdzeniowym należy rurować otwór długimi odcinkami w zależności od warunków hydrogeologicznych. Rury należy stawiać w miarę możliwości w warstwach izolacyjnych.

Ostateczne rury okładzinowe powinny być osadzone w korku iłowym, cementowym lub wykonanym z mieszaniny chemicznej. W skałach ilastych można stawiać rury przez wprasowanie ich w spód otworu na głębokość co najmniej 0,5 m.

Nawiercone w otworze badawczym horyzonty wód, kurzawek oraz gazowe powinny być tak zamknięte, aby woda i gaz nie mogły się przedostawać do warstw zalegających powyżej lub poniżej.

Zamykanie horyzontów płynnych i gazowych należy wykonać w skałach nieprzepuszczalnych stanowiących izolację (iły, gliny, iłołupki itp.) zalegających bezpośrednio pod wymienionymi wyżej horyzontami.

W zależności od warunków geologicznych i technicznych zamykanie horyzontów płynnych i gazowych wykonuje się poprzez:

- wprasowanie rur w korek z plastycznego łu, gliny lub iłołupków,
- wprasowanie rur w korek z plastycznego łu wykonanego na spodzie otworu,
- postawienie rur w korku z zaczynu cementowego lub z mieszaniny chemicznej.

Przed przystąpieniem do zamykania w warstwie izolacyjnej, w zależności od jej litologicznego wykształcenia, należy wykonać zawiertek świdrem o mniejszej średnicy i głębokości od 0,3 do 2,0 m.

Korek ıłowy do zamykania horyzontu plynno-gazowego wykonuje się z ılu plastycznego, który w postaci kul lub wałków wrzuca się lub opuszcza w łyżce wiertniczej na spód otworu i ubija warstwami o grubości od 1 do 3 m przy sukcesywnym podciąganiu rur okładzinowych. W warstwach kurzawkowych lub w upłynniających się utworach luźnych rury należy tak podciągać, aby w rurach pozostawało od 0,5 do 1,0 m korka ıłowego.

Korek z mieszaniny chemicznej lub cementu wykonuje się przez opuszczanie zaczynu na spód otworu za pomocą przewodu wiertniczego lub rur o średnicy od 50 do 112 cm.

Opuszczanie zaczynu odbywa się pod własnym ciężarem lub za pomocą pompy. Kolumnę rur, która ma być postawiona w korku na czas jego wykonywania, należy podciągnąć od 0,5 do 5,0 m powyżej spodu otworu i dopiero po opuszczeniu zaczynu osadzić na dnie otworu.

Wysokość korka powinna być o kilka metrów większa od grubości horyzontu wodno-gazowego.

Każdy horyzont wodno-gazowy powinien być zamknięty osobną kolumną rur. Jedną kolumną rur można zamykać kilka zbadanych uprzednio horyzontów wodno-gazowych, zapewniając ich wzajemną izolację.

W otworach o głębokości większej niż 300 m, wierconych systemem obrotowo-rdzeniowym z zastosowaniem płuczki, ostateczne uszczelnienie kolumny rur należy wykonać przez wypełnienie całej przestrzeni między ścianami otworu a stawianą kolumną rur (oraz pewnego odcinka w rurach poprzedniej kolumny) zaczynem cementowym lub zaczynem wykonanym z mieszaniny chemicznej. Wprowadzenie zaczynu do otworu należy wykonać w tym przypadku przez głowicę cementacyjną.

Po postawieniu rur w korku zostawia się otwór w spokoju, aby zaczyn związał, a rury zostały uszczelnnione.

Kontrolę zamknięcia horyzontu wodno-gazowego można wykonywać w 12 godzin po sczerpaniu płynu do spodu otworu. Przy stawianiu rur w korku cementowym kontrola skuteczności zamknięcia może być wykonana pod ciśnieniem.

W przypadku gdy zamknięcie wód okaże się nieskuteczne, musi ono zostać powtórzone po podwierceniu otworu i (ewentualnie) po zmianie kolumny rur.

Otwór, którego wiercenie zostało zakończone, musi być niezwłocznie zlikwidowany, chyba że jest przeznaczony do innych celów (np. jako obserwacyjny w przypadku mrożenia górotworu).

Likwidacja otworu powinna być przeprowadzona w taki sposób, by nie naruszyć naturalnych stosunków hydrogeologiczno-gazowych i nie spowodować niebezpieczeństwa wdarcia się płynów i gazów do wyrobisk kopalnianych.

Likwidację otworów badawczych wykonuje się następująco:

- w skałach luźnych (sympkich i spoistych) oraz w złożach soli: przez łożanie otworu kulami lub wałkami z łu plastycznego ubijanych warstwami przy sukcesywnym podciąganiu rur okładzinowych, podobnie jak przy zamykaniu wód;
- w skałach zwięzłych przez wypełnianie otworu zaczynem cementowym o współczynniku wodno-cementowym równym 0,5.

Zaczyn cementowy, który powinien być wykonany z cementu, a który nie ulega agresji w środowisku wodnym występującym w otworze, podaje się na spód otworu przewodem wiertniczym lub rurkami o średnicy od 50 do 112 mm pod ciężarem własnym lub za pomocą pompy.

Likwidacja przez cementację dokonywana jest długimi odcinkami przy sukcesywnym podciąganiu rur okładzinowych i rur cementacyjnych. Likwidowany otwór powinien być trwale oznakowany na powierzchni.

2.3.9. Geologiczny dozór wierceń

Aby prawidłowo ocenić stosunki hydrogeologiczne w otworze badawczym pod szyb, konieczny jest geologiczny dozór wierceń, który powinien obejmować:

- profilowanie otworu,
- kontrolę przebiegu wiercenia oraz rurowania i obserwację zjawisk specjalnych, takich jak zaciskanie ścian otworu, pęcznienie, tworzenie się korków w rurach;
- kontrolę zamykania wód i obserwację stosunków hydrogeologicznych;
- kontrolę głębokości i pionowości otworu;
- obserwację specjalną, jak np. monitorowanie wydobywania się gazu, ługowanie rdzeni, obserwację kawern.

Do obowiązków dozoru geologicznego należy również kontrola prawidłowości zapisów w dzienniku wiertniczym, który jest dokumentem całego przebiegu wierceń. Prowadzenie dziennika wiertniczego należy do obowiązków mistrza wiertniczego, który musi wypełniać go codziennie.

Do obowiązków geologa sprawującego nadzór nad wierceniem należy geologiczne profilowanie otworu wiertniczego. Obejmuje ono zazwyczaj makroskopowe rozeznanie próbek wiertniczych pod względem litologiczno-tektonicznym, jak rów-

nież określenie stosunków hydrogeologicznych i zaobserwowanych zjawisk specjalnych.

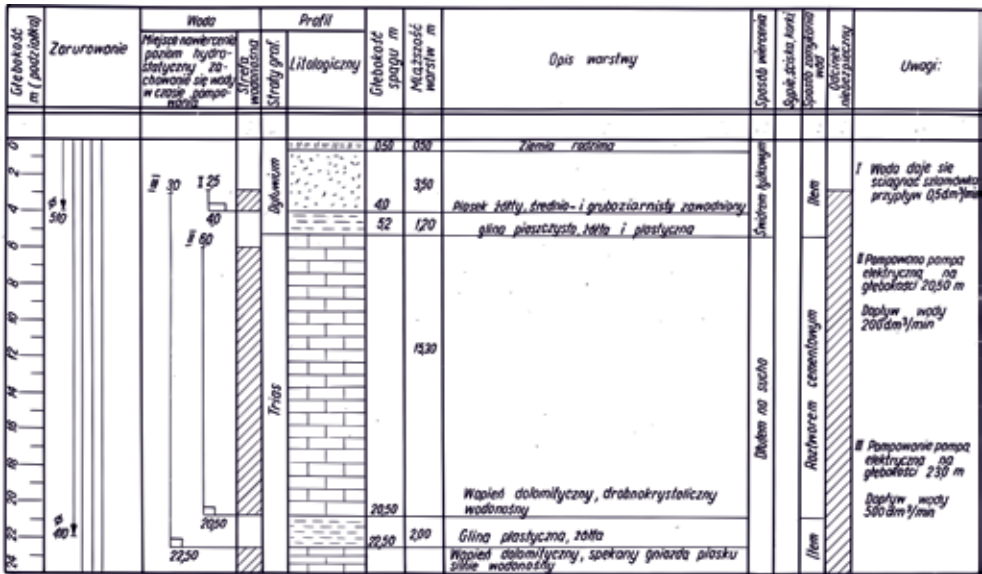
Badanie specjalne, np. określenie współczynnika filtracji, składu ziarnowego, składu chemicznego wód wykonuje się oddzielnie i zestawia w analizie hydrogeologicznej otworu.

Litologiczny charakter skały określa się makroskopowo przez podanie nazwy skały, barwy, uziarnienia, charakteru lepiszcza i wtrąceń, określenie 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 na 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, zlustrowania powierzchni, zwietrzenia, wyługowania i skrasowania. Opis litologiczny powinien być w miarę możliwości uzupełniony przynależnością stratygraficzną poszczególnych warstw.

Szczególnie ważnym zagadnieniem jest naniesienie w profilu geologicznym stosunków wodnych w przewierconych warstwach. Należy oznaczyć występowanie wód i ich poziomy 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. zaciskania otworu, występowania gazów.



Rys. 2.9. Wzór profilu geologicznego dla wierzeń badawczych.

Profil geologiczny otworu zestawia się najczęściej w podziale 1:100. Na rysunku 2.9 przedstawiono wzór profilu geologicznego. Profil ten wraz z dziennikiem wierzeń stanowi podstawę do orzeczenia w sprawie ustalenia metody głębienia szybu.

2.3.10. Postępy wiercenia otworów badawczych

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

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

Na roboty przygotowawcze składa się niwelacja terenu pod zabudowania do wierzeń, wykonanie drogijazdowej, doprowadzenie energii elektrycznej i wody, wybudowanie pomieszczeń dla załogi, kantorka dla mistrza wiertniczego, magazynu, kuźni, wieży wiertniczej z pomieszczeniem na aparat wiertniczy i innych drobnych pomieszczeń.

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

Wszystkie zabudowania wiertnicze wykonuje się przy wykorzystaniu lekkiej konstrukcji, rozbieralnej, aby można było ją łatwo przewozić z miejsca na miejsce. Część pomieszczeń budowana jest w postaci kontenerów lub na podwoziach, przystosowana do transportu w całości.

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

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

Czas wierceń badawczych jest różny. Zależy on od głębokości otworu, rodzaju skał, stosunków hydraulicznych i liczby wykonanych badań, dopływu wód oraz zamykania horyzontów wodnych, jak również od sposobu wiercenia. Stosowane w przemyśle węglowym normy wierceń na sucho ujmują postępy wierceń w zależności od kategorii skały, głębokości wiercenia i początkowej średnicy rurowania.

Tablica 2.4. 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 ility, piaski z zawartością drobnego żwiru do 20% i więcej, margle, zwietrzały węgiel kamienny, tektoniczne zaburzowe łupki ilaste, łupki talkowate lub z przerostami gipsu, piaskowiec o lepiszczu ilastym
II	Łupki węglowe, twarda kreda, gips, ilaste i piaszczysto-ilaste łupki, anhydryt, piaskowiec 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 skały magmatyczne (gruboziarniste granity, porfiry) zlepienie skał osadowych o lepiszczu wapiennym, piaskowiec drobnoziarnisty twardy

Kategoria	Rodzaj skał
III	Łupki mikowe, wapienie, krzemieniste dolomity, wapienie z wkładkami kwarcu, słabo ziarniste skały magmatyczne, andezyty, porfiry, granit, gabro, gruboziarniste kwarcyty, skały barytowe, rudy siarczkowe, zlepienie skał osadowych o lepszczu krzemieniasto-ilastym, drobny żwirek rzeczny i drobne brekcje, krzemieniste łupki, grubo- i średnio ziarniste łupki krystaliczne, twardy chalcedon, pegmatyty, skały kwarcowo-barytowe, porowate żelaziaki, zlepienie skał magmatycznych o lepszczu wapiennym, gruboziarniste skały magmatyczne, wapienie i piaskowce krzemieniste, rogowce, zbite żelaziaki, kwarczec, zlepienie skał magmatycznych o lepszczu krzemienistym
IV	Diabazy, andezyty, średnio- i drobnoziarniste granity, diertyty, rogowce z wkładkami siarczaków, głązy skał magmatycznych, kwarcyty, krzemieniste, żelaziaki, sferosyderyty, bazalt, andezyt, masywny kwarczec, wyjątkowo twarde skały monolityczne, jaspisy, rogowce, sztuczna skała (beton)

Tablica 2.5. Zasadnicze normy wierceń otworów badawczych pod szyby „na sucho”

Głębokość wiercenia m	Początkowa średni- ca rurowania cm	Kategoria skał			
		I	II	III	IV
0 ÷ 50	20	1,12	0,60	0,30	0,18
50 ÷ 100	20	1,02	0,51	0,26	0,15
100 ÷ 200	20	0,94	0,43	0,22	0,13
200 ÷ 300	20	0,84	0,36	0,19	0,11
0 ÷ 50	18	1,29	0,70	0,35	0,21
50 ÷ 100	18	1,26	0,64	0,32	0,19
100 ÷ 200	18	1,19	0,56	0,30	0,18
200 ÷ 300	18	1,03	0,51	0,27	0,16
0 ÷ 50	16	1,46	0,80	0,40	0,24
50 ÷ 100	16	1,36	0,73	0,37	0,21
100 ÷ 200	16	1,27	0,64	0,35	0,21
200 ÷ 300	16	1,16	0,58	0,50	0,18
0 ÷ 50	14	1,64	0,88	0,44	0,26
50 ÷ 100	14	1,49	0,79	0,40	0,26
100 ÷ 200	14	1,40	0,70	0,38	0,22
200 ÷ 300	14	1,28	0,63	0,33	0,21
0 ÷ 50	12	1,79	0,97	0,48	0,29
50 ÷ 100	12	1,66	0,88	0,45	0,27
100 ÷ 200	12	1,35	0,77	0,42	0,25
200 ÷ 300	12	1,42	0,70	0,36	0,21

Zasadnicze zalecenia, tj. normy, bez uwzględnienia czynników ułatwiających lub utrudniających wiercenie na sucho dla zespołu wiertniczego, podano w tablicach 2.4 i 2.5.

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

Jeżeli w czasie wiercenia wymagane jest częste zamykanie wód, jak i próbne pompowania, to postęp wiercenia jest znacznie mniejszy. Praktycznie postępy wierceń badawczych pod szyb wynoszą od 30 do 40 m miesięcznie.

Roboty likwidacyjne obejmują demontaż wszystkich urządzeń przeznaczonych do wiercenia. Likwidacja otworu badawczego musi ściśle przebiegać wg projektu. W żadnym przypadku nie można bagatelizować zamykania poszczególnych horyzontów wodnych, gdyż może to doprowadzić do zawodnienia warstw nieprzewodzących dotychczas wody.

Niekiedy otworu badawczego nie likwiduje się całkowicie, lecz wykorzystuje się go jako otwór mrozeniowy, filtracyjny lub otwór do opuszczania wody do kopalni. Po zlikwidowaniu otworu demontuje się urządzenia do wiercenia.

2.4. Badania hydrogeologiczne

W czasie wiercenia badawczego nadzorujący geolog powinien na bieżąco opracowywać materiały uzyskane z wiercenia oraz przeprowadzać niezbędne badania laboratoryjne i polowe w celu określenia parametrów koniecznych do wyboru metody głębinienia szybu i rodzaju obudowy. W opracowaniu należy podać charakter skał pod względem litologicznym, liczbę horyzontów wodonośnych, głębokość ich występowania i miąższość, ciśnienie hydrostatyczne w poszczególnych warstwach, charakter dopływu wód, występowanie warstw gazonośnych, oznaczenie współczynników filtracji dla poszczególnych warstw wodonośnych, spodziewany przyływ wody do szybu oraz oznaczenie własności chemicznych wód poszczególnych warstw.

2.4.1. Pomiar dopływu wody

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

Pomiar dopływu wód za pomocą naczynia dokonuje się na podstawie pomiaru czasu zużytego do napełnienia wodą naczynia o znanej pojemności. Ilość dopływającej wody Q_w wyznacza się wg wzoru:

$$Q_w = \frac{V}{t}, \quad (2.1)$$

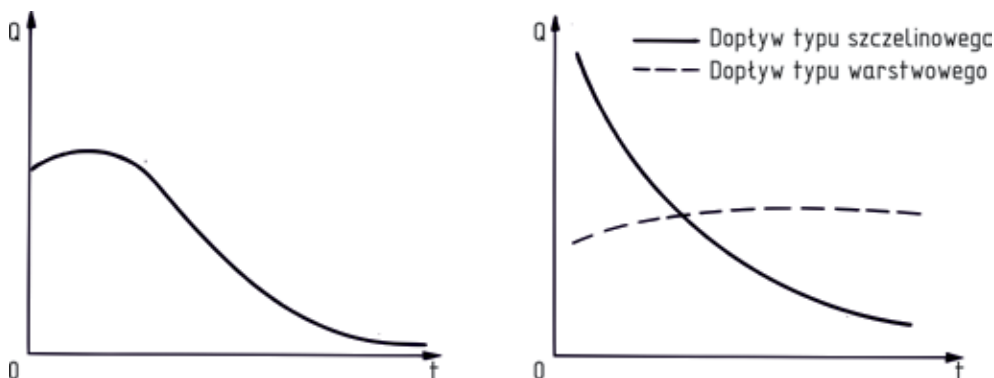
gdzie:

V – pojemność naczynia, m^3 ,

t – czas napełniania, s.

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

Na tej zasadzie wyznacza się również dopływy wód bezpośrednio do otworu wiertniczego, szybu lub innego wyrobiska w przypadku nagłego wypływu wody. Jest to sposób mniej dokładny, jednak obserwacje dopływu wody przez dłuższy czas zezwalają na zbudowanie krzywej dopływu wód do wyrobiska (Rys. 2.10), z ekstrapolacji i interpolacji której ustalić można początkowe dopływy wód, jak i dopływy w okresach pośrednich.



Rys. 2.10. Wykres dopływu wód do szybu lub otworu wiertniczego.

W tym przypadku dopływ wody do wyrobiska w danym czasie określa się wg wzoru 2.1, gdzie:

Q_w – dopływ wody do wyrobiska w danym czasie, m^3/min ,

V – pojemność wyrobisk zatapianych wodą w czasie mierzenia czasu przytapienia, m^3 ,

t – czas przytapienia wyrobiska o pojemności V ,

$t = t_2 - t_1$,

przy czym:

t_1 – początek przytapienia, min,

t_2 – koniec przytapienia, min.

W zależności od charakteru dopływu wód naniesione na wykresie dopływy tworzą charakterystyczną krzywą, inną dla wód typu szczelinowego, a inną dla wód typu warstwowego (Rys. 2.11).

Rys. 2.11

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

Pomiaru dopływu wód za pomocą koryta dokonuje się na podstawie prędkości ich przepływu w korycie o znanym przekroju. Ilość wody przepływającej Q_w w korycie wyznacza się wg wzoru:

$$Q_w = F \times v, \quad (2.2)$$

gdzie:

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

v – średnia prędkość przepływu wody w przekroju koryta, m/s .

Dokładność pomiaru zależna jest od dokładności wyznaczenia średniej prędkości przepływu i poprzecznego przekroju koryta.

W celu stworzenia warunków laminarnego przepływu wód nachylenie koryta, najczęściej wykonanego z desek lub betonowych kształtek, powinno być niewielkie,

a droga pomiaru długa. Pomiar dokonuje się przez obserwację czasu przepływu pływaka na określonej długości koryta. Średnia prędkość przepływu wody w korycie odpowiada 0,58 do 0,8 prędkości wyznaczonej z przepływu pływaka.

Średnią prędkość przepływu można również wyznaczyć wg wzoru Chezy'go:

$$v = C \cdot \sqrt{r_n \cdot i_n}, \quad (2.3)$$

gdzie:

r_n – promień hydrauliczny (wyrażony stosunkiem przekroju napełnionego wodą

F do zwilżonego obwodu O, $r_n = \frac{F}{O}$, m),

i_n – nachylenie koryta, %,

C – współczynnik uwzględniający szorstkość ścianek koryta, który wyznacza się

wg wzoru Bazina: $C = \frac{87\sqrt{r_h}}{\psi + r_h},$

przy czym wielkość Ψ wynosi dla:

- koryta bardzo gładkiego, dobrze utrzymanego cementowego lub z desek obrabianych: 0,06,
- koryta gładkiego z obrobionego kamienia lub cegły: 0,16,
- koryta gładkiego z betonu: 0,30,
- koryta niegładkiego – z kamienia łamanego lub szorstkiego betonu: 0,46,
- koryta niegładkiego – z ziemi bez roślin: 0,85,
- koryta rzeczno – regularnego, nieznacznie zarośniętego: 1,30,
- koryta rzeczno o szorstkim dnie: 1,75.

Pomiar dopływu wód za pomocą przelewu, czyli przegrody wstawionej w poprzek koryta, przez którą woda przelewa się w postaci wodospadu, jest bardziej dokładny. W zależności od kształtu progu przelewowego rozróżnia się przelew trójkątny Thomsona i przelew ze zwężonym okienkiem przelewowym Ponceleta. Wielkość wydatku wody oblicza się wg wzorów podawanych w podręcznikach hydrogeologii.

2.4.2. Oznaczenie współczynnika filtracji

Zgodnie z prawem Darcy'ego współczynnik filtracji k wyraża stosunek tzw. filtracyjnej prędkości wody v do jednostkowego spadku ciśnienia hydrostatycznego i_p .

$$k = \frac{v}{i_p} \quad (2.4)$$

Prędkość filtracyjna jest stosunkiem ilości wody Q_w , która przesączyła się w jednostce czasu t przez pewien przekrój, do wielkości tego przekroju F (m^2):

$$v = \frac{Q_w}{t \cdot F} \quad (2.5)$$

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

$$i_p = \frac{H_2 - H_1}{l} = \frac{h}{l} \quad (2.6)$$

gdzie h oznacza spadek ciśnienia na długości l , a zatem:

$$i_p \cdot k = \frac{Q_w}{F \cdot t} \quad (2.7)$$

Po podstawieniu $i_p = \frac{h}{l}$ otrzymano:

$$k = \frac{Q_w \cdot l}{F \cdot h \cdot t} \quad (2.8)$$

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

Współczynnik filtracji można określić za pomocą wzorów empirycznych, badań laboratoryjnych lub polowych.

Według wzoru Hazena:

$$k = c_1 \cdot d_c^2 (0,7 + 0,03 t) ,$$

gdzie:

d_e – średnica zastępcza ziaren, mm,

t – temperatura, °C,

c_1 – współczynnik o wartości 700–1000.

Przez średnicę zastępczą ziarn rozumie się taką średnicę ziarn skały, przy której skała zbudowana tylko z ziarn jednakowej wielkości wykazywałby prędkość filtracyjną równą układowi ziarn w skale naturalnej. Jako średnicę tę przyjmuje się zwykle wymiary oczek sita przepuszczającego 10% ziarn z badanej próbki skały.

Zakładając $c = 865$, $t = 10^\circ\text{C}$ i oznaczając k w cm/s, otrzymano:

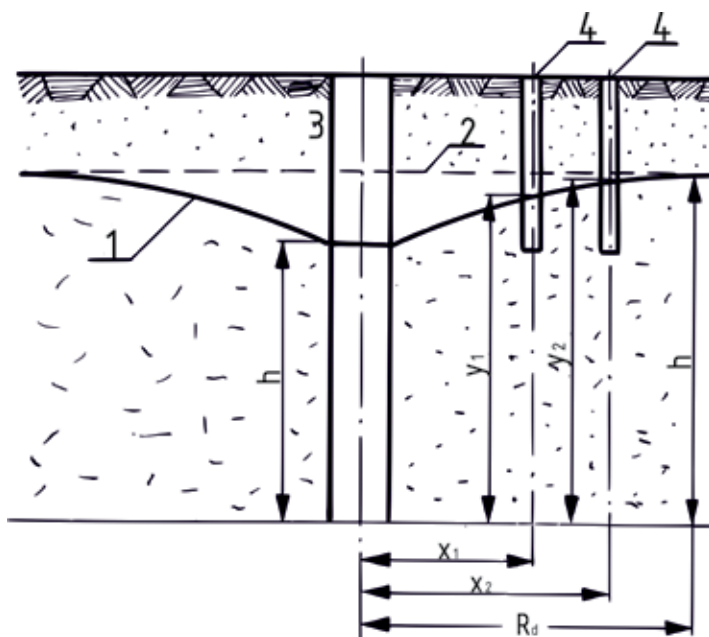
$$k = d_e^2.$$

Badania laboratoryjne współczynnika filtracji polegają na pomiarze ilości wody Q przepływającej przez próbkę o znanym przekroju poprzecznym F i wysokości l . Według wzoru Darcy'ego wylicza się współczynnik filtracji.

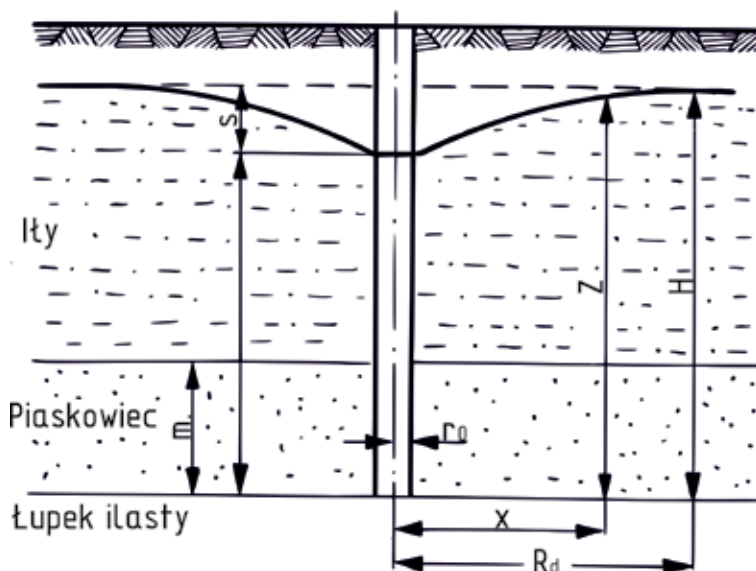
W skałach luźnych oznaczenie przeprowadza się na podstawie specjalnie pobranych próbek. W skałach zwięzłych badania przeprowadza się na rdzeniach. Przepuszczalność skał osadowych jest różna w kierunku uwarstwienia i prostopadłym do niego.

W skałach szczelinowatych określenie współczynnika filtracji będzie najbardziej miarodajne, gdy będzie wykonane przez badania polowe. Polegają one na odpompowywaniu wody w jednym otworze wiertniczym i pomiarze wielkości obniżania się zwierciadła wody w otworach sąsiednich.

W wyniku pompowania wody z danego otworu tworzy się wokół niego tzw. lej depresyjny (Rys. 2.12).



Rys. 2.12 Schemat leja depresyjnego w czasie pompowania wody z szybu lub otworu wiertniczego. 1 – obniżone zwierciadło wody, 2 – nieobniżone zwierciadło wody (swobodne), 3 – lej depresyjny, 4 – otwory kontrolne.



Rys. 2.13 S 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 .

Współczynnik filtracji (przepuszczalność) w warunkach badania poziomu wodonośnego o zwierciadle swobodnym wynosi:

$$k = \frac{Q_w}{\pi} \cdot \frac{\ln x_2 - \ln x_1}{y_2^2 - y_1^2} = \frac{Q_w (\ln R_d - \ln r_o)}{(H^2 - h^2)}, \quad (2.10)$$

a dla poziomu wodonośnego o zwierciadle napiętym (artezyjskim) (Rys. 2.13):

$$k = \frac{Q_w (\ln x_2 - \ln x_1)}{2 \cdot \pi \cdot m (y_2 - y_1)} = \frac{Q_w (\ln R_d - \ln r_o)}{2 m (H - h)}, \quad (2.11)$$

gdzie:

Q_w – ilość pompowanej wody, m^3 ,

x_1, x_2 – odległość otworów kontrolnych od osi otworu pompowanego, m,

y_1, y_2 – wysokość zwierciadła wody w otworach kontrolnych nad spągami poziomu wodonośnego, m,

m – grubość warstwy wodonośnej poziomu artezyjskiego, m,

R_d – promień zasięgu leja depresyjnego, m,

H – pierwotna wysokość zwierciadła wody, m,

h – obniżona w czasie pompowania wysokość zwierciadła wody w otworze, m,

r_o – promień otworu pompowego, m.

Prawdziwe ustalenie współczynnika filtracji skał jest pracą żmudną i kosztowną, wymagającą odwiercenia kilku otworów.

Podczas głębiania szybów, gdy przebijane skały są niejednorodne i wymagana jest ocena współczynników filtracji na dużych głębokościach, stosowane są wartości przybliżone. Na podstawie badań przeprowadzonych podczas głębiania szybów dla kopalń węgla, rud żelaza i metali nieżelaznych podano w Tabl. 2.6 orientacyjne wartości współczynnika filtracji k dla skał różnych rejonów górniczych w Polsce. Ogólny podział skał wg stopnia wodoprzenikliwości i współczynnika filtracji (wg Korzuka) podano w Tabl. 2.7.

Tablica 2.6. Orientacyjne wartości współczynników filtracji k dla skał różnych rejonów górniczych w Polsce

Charakter skał	Współczynnik filtracji k m/s	Przybliżony promień zasięgu leja depresyjnego R m
Utwory czwartorzędowe GZW (iły, piaski, żwiry)	10^{-4} do 10^{-2}	300 do 500
Utwory triasowe GZW:		
- dolomity, wapienie pyłowe,	10^{-4} do 10^{-3}	150 do 250
- iły czerwone, piaski i piaskowce pstrego piaskowca	10^{-5} do 10^{-3}	80 do 200
Utwory mioceneskie GZW grube partie ilów z przewarstwieniami piasków	10^{-5} do 10^{-4}	80 do 150
Utwory trzeciorzędowe , piaski, towarzyszące złożu węgla brunatnych na Nizinie Wielkopolskiej	10^{-4} do 10^{-3}	150 do 300
Utwory Jurańskie (piaski piaskowce) częstochowskiego regionu złóż rud żelaznych	10^{-5} do 10^{-4}	50 do 100
Piaskowiec kościeliski częstochowskiego regionu złóż rud żelaza	10^{-4}	200
Czwartorzędowe piaski rejonu łęczyckiego	10^{-5}	50
Jurańskie piaski i piaskowce rejonu łęczyckiego	10^{-5}	100

Tablica 2.8. Średnie dopływy wód do szybów

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 GZW	0 ÷ 0,5
Szyby w północno-wschodniej części GZW	0,5 ÷ 2,5
Szyby południowo-wschodniej części GZW	0,5 ÷ 2,0
Szyby w południowej części GZW	0,5 ÷ 2,5
Szyby w LZW	1,5 ÷ 3,0
Szyby dla kopalni rud żelaza w rejonie częstochowskim	3,0 ÷ 10,0
Szyby dla kopalni rud żelaza w rejonie łączyckim	0,5 ÷ 2,0
Szyby dla kopalni rud miedzi	0,5 ÷ 25,0
Szyby dla kopalni soli	0 ÷ 10,0

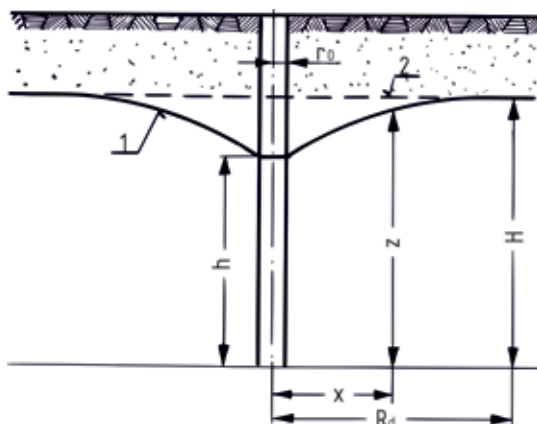
2.4.3. Określenie dopływu wody do szybu

Znając poprzednio omówione parametry H , R_d , r_o i k , można w poszczególnych przypadkach określić spodziewany dopływ wody do szybu w trakcie głębenia, co ma duże znaczenie przy ustaleniu metody głębenia oraz technologii wykonania.

Dopływ wody do szybu przez ścianę boczną przy zwierciadle swobodnym:

$$Q_w = \pi \cdot k \cdot \frac{z^2 \cdot h^2}{\ln \frac{x}{r_o}} = \frac{H^2 - h^2}{\ln \frac{R_d}{r_o}}, \quad (2.12)$$

Oznaczenia parametrów podano na Rys. 2.14.



Rys. 2.14. chemat dopływu wody do szybu przez ścianę boczną przy zwierciadle swobodnym.
1 – obniżone zwierciadło wody w leju depresyjnym, 2 – nieobniżone zwierciadło wody

Dopływ wody do szybu przez ścianę boczną przy zwierciadle napiętym:

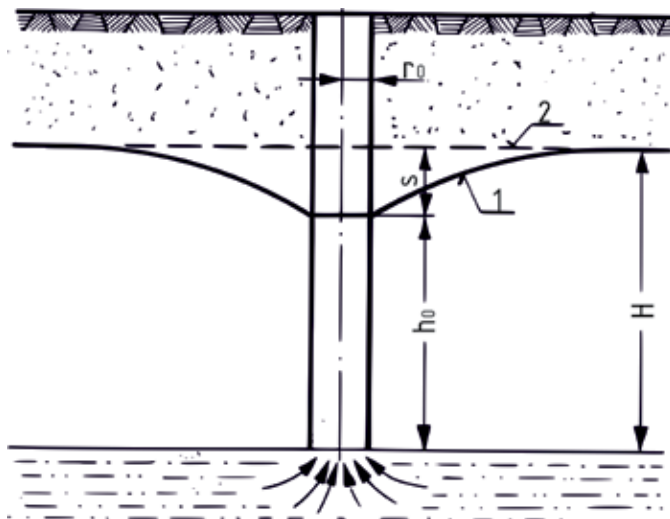
$$Q_w = 2 \cdot \pi \cdot k \cdot m \cdot \frac{z \cdot h}{\ln \frac{x}{r_0}} = 2 \cdot \pi \cdot k \cdot m \cdot \frac{H-h}{\ln \frac{R_d}{r_0}} \quad (2.13)$$

Oznaczenia parametrów podano na Rys. 2.13.

Dopływ wody do szybu przez dno płaskie:

$$Q_w = 4k \cdot r_0 \cdot s \quad (2.14)$$

Oznaczenia parametrów podano na Rys. 2.15.



Rys. 2.15. Schemat dopływu wody do szybu przez płaskie dno.

1 – zwierciadło wody po pompowaniu, 2 – pierwotne zwierciadło wody; h_0 – wysokość zwierciadła wody w szybie przy uwzględnieniu lejka depresyjnego, s – wielkość obniżenia.

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

$$Q_w = 2k \cdot H \cdot \sqrt{r_0 \cdot s} \quad (2.15)$$

Oznaczenia parametrów jak na Rys. 2.14

Dopływ wody do szybu przez ściankę boczną w skałach szczelinowatych przy zwierciadle napiętym:

$$Q_w = 2 \cdot \pi \cdot k \cdot m \cdot r_0 \cdot s \quad (2.16)$$

Podane wzory odpowiadają dopływowi ustabilizowanemu po osiągnięciu równowagi pomiędzy dopływami wód i po ustaleniu się zasięgu odwodnienia R_d i krzywej leja depresyjnego $\frac{H}{R_d}$ wyliczonych wg podanych wzorów.

Dopływy wód do szybów kształtują się różnie, w zależności od położenia szybu, jego średnicy i głębokości.

Tabl. 2.8

W Tabl. 2.8 podano średnie dopływy wód do szybów o średnicy 5,5 do 9,0 m i głębokości od 200 do 1000 m.

2.4.4. Chemizm wód i ich temperatura

Przy głębinieniu szybów na terenach Polski spotykano się z dwojakiego rodzaju wodami:

- infiltracyjnymi, których chemiczne właściwości zależne są od składu chemicznego skał, przez które infiltrują i wylugowują;
- reliktowymi, których skład chemiczny związany jest charakterem basenów sedymentacyjnych.

W niektórych przypadkach może dojść do połączenia obu rodzajów wód. Do głębinienia szybów potrzebne są woda pitna oraz przemysłowa. Woda pitna potrzebna jest do przygotowania pożywienia oraz łaźni. Wody przemysłowej używa się do chłodzenia sprężarek, wykonywania obudowy szybowej oraz celów przeciwpożarowych.

Źródłami dostarczania wody pitnej są: sieć wodociągowa, ujęcia źródeł i studnie wiercone w pobliżu szybu. Wymagana jest bezwzględna czystość bakteriologiczna wody, a poza tym nie może ona zawierać składników chemicznych w większych ilościach niż podano w Tabl. 2.9.

Tablica 2.9. Dopuszczalna zawartość składników chemicznych w wodzie pitnej

Składniki	Zawartość wg przepisów z 1933r. g/dm ³	Zawartość wyjątkowo spotykane z powodu braku lepszych wód g/dm ³
Sucha pozostałość	do 500	do 2500
Chlorki Cl	250	do 300
Siarczany SO ₄	100	do 500
Azotany N ₂ O ₅	6	do 1000
Żelazo	0,3	-
Mangan	0,1	-
Związki organiczne	3	do 25
(utlenione przez KZnO ₄)		-
Amoniak i azotyny	najwyżej w śladach	
Fenole	0,001	-

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

Właściwości wody używanej do celów przemysłowych:

- odczyn lekko alkaliczny,
- twardość: 5–8°n,
- zawartość N₂O₅: do 50 mg/dm³,
- zawartość związków organicznych: do 30 mg/dm³,
- zawartość CO₂: do 5 mg/dm³,
- zawartość SO₂: nieznaczna,
- sucha pozostałość: do 500 mg/dm³,
- CO₂ wolne: brak.

Jeżeli woda przemysłowa ma być używana jako składnik zaprawy i betonu, to nie może wykazywać agresywności wobec cementu i kruszywa.

W celu dokonania właściwego wyboru rodzaju obudowy ze względu na wody agresywne oraz należytego zabezpieczenia przed jej szkodliwym działaniem należy się posługiwać wytycznymi stosowanych norm budowlanych, chociaż nie są one w pełni dostosowane do warunków budownictwa górniczego.

Tabl. 2.10

W Tabl. 2.10 zestawiono charakterystyczne wyniki analiz i oceny agresywności wód szybów przez Laboratorium technologiczne Przedsiębiorstwa Budowy Szybów w Bytomiu w czasie badań hydrologicznych pod głębione szyby.

Na ogół wody czwartorzędowe na terenie Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, jeżeli nie są zanieczyszczone ściekami lub kwasami humusowymi, mają zbliżony skład chemiczny. Należy do typu wód słodkich (mineralizacja poniżej 1 g/dm^3) i nie są agresywne w stosunku do cementu portlandzkiego. Twardość ogólna wynosi od 5,0 do 15°n, twardość węglanowa zaś od 2 do 10°n. Wykładnik wodorowy pH wynosi od 8,0 do 7,0. Są to wody typu infiltracyjnego. Temperatura wód zależna jest od pory roku i wynosi średnio od 8 do 10°C. W szczególnych przypadkach temperatura ta może być wyższa wskutek spływu wód ogrzanych przez płonące hałdy przy kopalniach. W tym przypadku skład chemiczny wód również pozostaje pod wpływem zmineralizowanych wód spływających z hałd (rozkład pirytów).

W utworach ilastych miocénskiego 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/dm^3 części rozpuszczonych. Charakterystyczną cechą tych wód jest mała zawartość jonów Ca^{2+} spowodowana brakiem agresywnego i wolnego CO_2 . Ze względu na małą mineralizację wody te nie są w stanie rozpuścić CaCO_3 występującego w warstwach wodonośnych, ale są zdolne do rozpuszczania CaO zawartego w świeżym materiale obudowy. Z tych względów konieczne jest zabezpieczenie materiału obudowy środkami hydroizolacyjnymi (np. szyb IV kopalni 1 Maja) lub roztworem glino-cementowym (szyb kopalni rudy żelaza Dębowiec). Przeprowadzona cementacja nie daje bowiem w tym przypadku dobrych rezultatów i po 5 do 6 miesięcy zaprawa w spoinach cegieł ulega ponownemu rozpuszczeniu. Wykładnik wodorowy pH dla wód tego typu wynosi od 8,5 do 9,5. Mineralizacja wód wzrasta wraz z głębokością skokami. Wraz z głębokością wzrasta również temperatura wód i wynosi od 9,5 do 13,5°C.

W głębszych partiach miocenu, gdzie plastyczne ility przechodzą w zwarte ility, 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 miocénskich jest solanką

typu sodowo-chlorowego z domieszką jodu i bromu; zawiera ona od 10 do 60 g soli w 1 dm³. W stosunku do cementu portlandzkiego wykazuje agresywność wyługowującą i kwasową, zwiększającą się wraz z głębokością. Wykładnik wodorowy pH zmniejsza się wraz z głębokością i dochodzi przez 400 m poniżej 6,0. Wraz z głębokością wzrasta mineralizacja wód oraz twardość ogólna (od 30 do 500°n), twardość węglowa zaś maleje od 20 do 4,4°n.

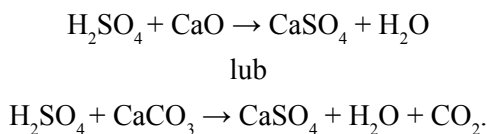
Temperatura wzrasta wraz ze wzrostem głębokości. Na przykład, jeżeli przy głębokości 250 m wynosi 15°C, to przy 600 m 25 do 30°C. Wody w utworach karbońskich są wodami typu szczelinowatego. Zbiornikami wód są warstwy porowatych i spękanych piaskowców oraz zlepieńców. Jeżeli utwory karbońskie zalegają tuż pod powierzchnią ziemi lub wodoprzepuszczalnymi utworami czwartorzędowymi, to wody występują również w spękanych łupkach oraz w pokładach węgla. Infiltrują one ze zbiorników powierzchniowych. Wraz z głębokością 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. Na przykład przy wierceniu badawczym pod szyb II kopalni Zofiówka stwierdzono na głębokości 700 m występowanie wód, których napór wynosił 6,0 MPa. Mineralizacja wód wzrastała od ok. 10 g/dm³ przy głębokości ok. 200 m do ok. 70 g/dm³ na głębokości ok. 700 m, po czym przy głębokości ok. 800 m zmniejszała się do ok. 50 g/dm³. Podobnie zresztą twardość ogólna, wynosząca przy 800 m 20°n, wzrastała na głębokości 700 m do ok. 725°n, a przy głębokości 800 m wyniosła już tylko ok. 400°n. Wraz z głębokością maleje wykładnik wodorowy pH. Wynosi on ok. 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 ok. 250 m wynosi 15° a na głębokości 800 – 30°C. W czasie badań w okręgu rybnickim stwierdzono zjawisko występowania progu termicznego, woda w utworach mioceńskich na granicy karbonu miała temperaturę wyższą aniżeli w samych utworach karbońskich.

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

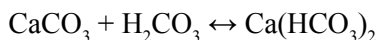
Oprócz wyługowującego działania słabo zmineralizowanych wód w kopalniach węgla, rud i soli występuje również agresywność wód w stosunku do żelaza i betonu (ze względu na ich kwasowość, $\text{pH} < 5$, pochodzącą z rozkładu siarczków i występowania wolnego CO_2 i H_2S). Rozkład składników betonu następuje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

Reakcje zachodzą następująco:



Gdy ilość jonów SO_4 wynosi 200 do 800 mg/dm^3 , wtedy są to wody 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 olbrzymie znaczenie podczas budowy szybu. Niewłaściwe lub nieścisłe zbadanie wód jest niejednokrotnie powodem niepowodzenia przy głębieniu i utrzymaniu szybu.

Nadmienić należy, że w stosunku do innych budowli, budowanych w środowisku wód agresywnych, w szybach istnieją wyjątkowo sprzyjające warunki do rozkładu obudowy wskutek ustawicznego spływu do nich wyługowującej wody. Z tych przyczyn nie może dojść do ustabilizowania się składu i przzerwania reakcji wymiany jonów.

Uwzględniając to, obudowę szybów uodparnia się na działania wód agresywnych przez:

- – dobór odpowiedniego gatunku cementu odpornego na działanie występujących wód agresywnych;

- – dobór odpowiedniego gatunku skały na kruszywo oraz jego uziarnienie ze względu na odporność na agresywne działania wód oraz wykonanie możliwe szczelnego betonu;
- – zastosowanie środków ograniczających przenikanie wody, jak np. koszulki łożowe, asfaltowe obudowy, dodawanie preparatów powodujących zwiększenie wodoszczelności betonu (np. silikon), mechaniczne zagęszczenie obudowy przez jej wibrowanie i przez odpowiedni dobór współczynnika wodno cementowego.

Temperatura wód podziemnych zależy jest od warunków klimatycznych oraz stopnia geotermicznego skał. Wody gruntowe zazwyczaj mają 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 połączenia z wodami powierzchniowymi.

Temperatura wód głębinnych zależy jest od stopnia geotechnicznego i można ją określić wg wzoru:

$$T_H = t_o + \frac{H-h}{g}, \quad (2.17)$$

gdzie:

T_H – temperatura na głębokości H ,

T_o – przeciętna temperatura roczna, °C,

h – głębokość warstwy o temperaturze stałej (w naszych warunkach przyjmuje się 20 m),

g – wielkość stopnia geotermicznego (średnio 33 m).

2.4.5. Występowanie gazów

Spośród gazów utrudniających głębinie szybów wyróżnić należy metan CH_4 , dwutlenek węgla CO_2 , tlenek węgla CO oraz siarkowodór H_2S .

Siarkowodór przy głębinie szybów na ogół występuje rzadko. Spotyka się go przy przebijaniu szybów w okręgu gliwickim w zawodnionych warstwach mioceńskich gipsów (np. szyb I i II kopalni Szczygłowice). Siarkowodór wydziela się w niewielkich ilościach z wody wypływającej ze skał i nie jest szkodliwy dla zdrowia.

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

Metan występuje przy głębeniu szybów kopalń węgla i soli. Ze względu na dużą skłonność do zapalania się i wybuchów występowanie metanu jest dużym utrudnieniem przy głębeniu szybów. W Górnośląskim Zagłębiu Węglowym wydzielanie metanu związane jest w pierwszej kolejności 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. Metan występuje często z wodą, toteż z chwilą nawiercania horyzontu gazowo-wodonośnego otwór wypełnia się wodą, która przy małym ciśnieniu złożowym wywiera przeciwcisnienie na metan pozostający w złożu. Tylko metan o dużym ciśnieniu złożowym daje o sobie znać, przedostając się ponad słup wody, a nawet niekiedy dając samowypływy wody i metan. Ilość wydzielającego się metanu oraz jego ciśnienie można zmierzyć przez nałożenie na otwór szczelnego kołpaka i zainstalowaniu manometru i gazomierza. Mniejsze ilości metanu można zmierzyć z próbek wody, w której metan jest zawarty. W najbardziej gazonośnym Rybnickim Okręgu Węglowym metan spotykany jest w utworach karbońskich oraz w dolnej części utworów mioceńskich. 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 ona ze strefami zaburzeń (uskoki). Większe ilości metanu występują w pokładach węgla oraz w towarzyszących tym pokładom warstwach piaskowca. Ciśnienia metanu nie zostały jeszcze dokładnie określone. Przypuszcza się, że na powierzchni ziemi wynosi ono 0,2 MPa.

Ciśnienie metanu wydobywającego się razem z wodą w szybie II kopalni Moszczenica na głębokości 300 do 320 m wyniosło 1,6 MPa, w kopalni Mszana zaś w otworach dołowych 2,6 MPa.

Największą ilość wypływającego metanu stwierdzono w otworze badawczym pod szyb II kopalni Moszczenica. Wyniosła ona od 600 do 3000 dm³/min. Dopływ

metanu do szybu I kopalni Moszczenica utrzymywał się w ilości 1 m³/min. W czasie wiercenia otworu badawczego pod szyb V kopalni Moszczenica stwierdzono na granicy miocenu i karbonu (głębokość 63–64 m) wpływ metanu w ilości 1,5 do 2,5 m³/min przy ciśnieniu 0,4 MPa. Wyływający zaazotowany metan zawierał 87% czystego metanu.

W skałach niezawodnionych wydzielanie gazów nie powoduje naruszenia struktury skał. W skałach słabo zwięzłych (iły miocenne) wydzielanie się gazu łącznie z wodą powoduje podnoszenie się dna szybu wskutek zawodnienia i pęcznienia ilów.

W zawodnionych utworach karbońskich wpływ 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 małych ilościach, zwykle poniżej 1%.

W przylegającym do Rybnickiego Okręgu Węglowego Zagłębiu Karwińskim w niektórych rejonach na pograniczu miocenu i karbonu występują utwory przedstawiające rumosz i druzgot skał karbońskich zwany detrytem. W utworach tych występuje solanka zgazowana. W skład gazu wchodzi metan i dwutlenek węgla. Są to bardzo niebezpieczne utwory do głębiania szybów zarówno ze względu na występowanie gazu, jak i zawodniony rumosz skalny.

2.5. Badania geomechaniczne

Dla pełnego rozeznania warunków geologicznych w miejscu głębiania szybu oprócz badań hydrogeologicznych konieczne jest wykonywanie wielu 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 poszczególnych warstw, oznaczenie wskaźnika zwięzłości, ciężaru objętościowego, określenia szczelinowości i porowatości skał, ustalenie struktury skał ze względu na zaburzenia geologiczne oraz nachylenia warstw skalnych, stwierdzenie konsystencji i plastyczności skał oraz określenie wytrzymałości na ściskanie i zginanie.

2.5.1. Skład ziarnowy

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

W czasie badań przeprowadza się podział badanych skał wg następujących frakcji:

- głązy (obtoczone), kamienie ostrokrawędziste więcej niż 50% głązowi kamieni większych od 80 mm powyżej 80
- otoczki i rumosz ostrokrawędziasty (więcej niż 25% ziaren większych od 25 mm), mm 80 do 25;
- żwiry grube (mniej niż 25% ziaren większych od 25 mm), mm 25 do 10;
- żwiry drobne, mm 10 do 2;
- piaski gruboziarniste, mm 2 do 0,5;
- piaski drobnoziarniste, mm 0,25 do 0,05;
- pyły, mm 0,05 do 0,002;
- iły, mm poniżej 0,002.

Ze względu na wielofrakcyjność skał luźnych określenie makroskopowe jest dokładne. Dla właściwego określenia składu ziarnowego wykonuje się analizę sitową dla ziaren o średnicy powyżej 0,1 mm oraz stosuje się metodę areometryczną dla ziaren mniejszych. Zaliczenie skał do jednej z podstawowych grup dokonuje się za pomocą trójkąta Fereta bądź też, przy liczbie frakcji większej od trzech, stosuje się instrukcje podane w normach budowlanych.

2.5.2. Kąt tarcia wewnętrznego skał i wskaźnik zwięzłości

Stateczność naturalnego stoku skały (ociosu) określa współczynnik tarcia wewnętrznego. Jest on miarą przeciwstawiania się skał sypekich zsuwowi; w naturalnym układzie współczynnik tarcia wewnętrznego jest równy oporowi tarcia między cząsteczkami gruntu. Największy kąt, wg którego nieobudowana skała układu się w spo-

sób naturalny i bezpieczny, nazywa się kątem naturalnego stoku dla skał sypkich i miękkich oraz kątem bezpiecznego ociosu dla skał zwięzłych. Czynnikiem, dzięki któremu skała utrzymuje się w naturalnym stoku lub ociosie, jest więc współczynnik tarcia wewnętrznego, którego wielkość określa tangens kąta tarcia. W skałach sypkich i plastycznych kąt tarcia wewnętrznego rośnie wraz ze wzrostem obciążenia, w skałach zwięzłych zaś zarówno kąt tarcia wewnętrznego, jak i spoistość są wielkościami stałymi. Parametry te wg M.M. Protodiakonowa podano w Tabl. 2.11.

Tabl. 2.11.

Przeprowadzona przez M.M. Protodiakonowa klasyfikacja skał dzieli je na 10 grup, przydając każdej z nich wskaźnik zwięzłości f równy 0,01 wytrzymałości próbki na ściskanie. Zwięzłość skał jest ich własnością, która charakteryzuje zdolność skały do urobienia. Im zwięźlejsza jest skała, tym trudniejsze jest jej urabianie. W odniesieniu do urabiania podzielono skały na: wyjątkowo zwięzłe, bardzo zwięzłe, średnio zwięzłe i miękkie.

Przedstawiony podział skał pod względem zwięzłości nie daje pełnej charakterystyki skał, gdyż nie uwzględnia innych cech, jak np. zwieralności czy też podatności skał na urabianie materiałami wybuchowymi. Stąd też w niektórych krajach, np. w ZSRR, wprowadza się również podział skał uwzględniający te cechy.

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

2.5.3. Gęstość objętościowa i właściwa skał

Gęstość objętościowa skały jest to gęstość jednostki objętości wraz z pustymi przestrzeniami. Wartość gęstości objętościowej jest mniejsza niż gęstość właściwa, która podaje gęstość materiału w stanie pełnej szczelności.

Zestawienie gęstości objętościowej różnych skał podano w Tabl. 2.12

Tablica 2.12 Gęstość objętościowa różnych skał

Rodzaj skały	Gęstość objętościowa t/m ³
Dolomit	2,50 ÷ 2,90
Wapień	2,45 ÷ 2,85
Łupek	2,65 ÷ 2,70
Margiel	1,80 ÷ 2,65
Piasek drobnoziarnisty suchy	1,20 ÷ 1,65
Piasek drobnoziarnisty mokry	1,90 ÷ 2,10
Piasek gruboziarnisty	1,40 ÷ 1,50
Antracyt	1,40 ÷ 1,70
Bazalt	2,70 ÷ 3,20
Granit i porfir	2,70 ÷ 2,80
Sól kamienna	1,25 ÷ 2,10
Węgiel brunatny	1,20 ÷ 1,40
Węgiel kamienny	1,20 ÷ 1,50
Kreda	2,30 ÷ 2,50
Gлина sucha	1,50 ÷ 1,60
Gлина świeża	1,67 ÷ 1,85
Gлина stwardniała	1,80 ÷ 2,60
Ziemia sucha	1,60 ÷ 1,90
Żelaziak czerwony	4,50 ÷ 4,80
Hematyt	4,10 ÷ 4,30
Piaskowiec ilasty	2,65 ÷ 2,70
Iły i łożypki miocénskie (Rybnicki Okręg Węglowy)	1,90 ÷ 2,0

Gęstość właściwą skał podano w Tabl. 2.13

Tablica 2.13. Gęstość (mama) właściwa skał

Rodzaj skał	Gęstość właściwa t/m ³	Rodzaj skał	Gęstość właściwa t/m ³
Gлина	2,7 ÷ 2,85	Wapień	2,6
И	2,66 ÷ 2,7	Piaskowiec	2,2
Piasek kwarcowy	2,65	Łupki ilaste	2,5
Piasek	2,64 ÷ 2,69	Łupki piaszczyste	2,6

Współczynnik rozluźnienia skał określa stosunek objętości skały wydobytej do objętości skały w caliznie. Zależy on od zwięzłości oraz od rozdrabialności skały (podatności na kruszenie). Wielkość współczynnika podano w Tabl. 2.14.

Tablica 2.14. Współczynnik rozsypności skał

Rodzaj skał	Współczynnik rozsypności
Cegły, piasek i żwir	$1,05 \div 1,20$
Piaszczysty zbity grunt	$1,10 \div 1,15$
Grunt gliniasty	$1,15 \div 1,20$
Grunt z gliny piaszczystej i piasku gliniastego	$1,20 \div 1,25$
Gлина i glina zbита z otoczkami	$1,30 \div 1,40$
Grunt kamienisty	$1,40 \div 1,45$
Osady rzeczne z otoczków	$1,40 \div 1,60$
Łupki ilaste	$1,40 \div 1,60$
Piaskowce i wapienie	$1,25 \div 1,50$
Skały zbite	$1,35 \div 1,90$
Łupki piaszczyste	$1,50 \div 2,50$
Inne skały zwięzłe	$1,80 \div 2,50$
Węgiel kamienny	3,00

2.5.4. Porowatość i wodochłonność

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

Wyraża się ją stosunkiem objętości porów do objętości badanego materiału podanym w procentach. Znajomość porowatości skał w miejscu głębinienia szybu jest zagadnieniem bardzo ważnym ze względu na gromadzenie się w skałach porowatych wód i gazów, jak również na możliwość praktycznego zastosowania metody głębinienia szybu metodą cementacji albo chemicznego zestalania skał. Porowatość niektórych skał podano w Tabl. 2.15.

Tablica 2.15. Porowatość niektórych skał

Rodzaj skały	Porowatość %
Granity, łupki krystaliczne, gnejsy, gabra, diabazy	0,02 ÷ 1,8
Wapienie, marmury, dolomity	0,53 ÷ 19,4
Piaskowce	4,80 ÷ 28,3
Piaskowce jednorodne	26,00 ÷ 47,0
Piaski mieszane	35,00 ÷ 40,0
Żwiry	35,00 ÷ 40,0
Gliny	44,00 ÷ 47,0
Gliny piaszczyste	52,00 ÷ 55,0
Ziemia roślinna	45,00 ÷ 65,0
Torf	do 81,0

Z zagadnieniem porowatości łączy się skawernowanie skał. W Górnośląskim Zagłębiu Węglowym kawerny występują w dolomitach i wapieniach triasowych niecki bytomskiej. Kawerny te wypełnione są najczęściej wodą. Do silnie skawernowanych (28%) należą wapienie cechsztyńskie niecki grodzieckiej w dolnośląskim okręgu występowania złóż miedzi. Utwory te wypełnione są wodą. Za skawernowane należy uznać utwory czapy gipsowej niektórych wysadów soli (np. w Wapnie i Inowrocławiu) na kontakcie ze złożami soli. Wszystkie te utwory stanowią duże niebezpieczeństwo przy głębieniu szybów i z tego powodu przy głębieniu szybów w tych rejonach stosuje się metodę zamrażania, cementacji skał, a nawet obie metody 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.

2.5.5. Cechy strukturalne górotworu

W wyniku działania ruchów górotwórczych, procesów sedymentacyjnych, wylewów lawy itp. dochodzi do wytwarzania się podzielności skał przebiegających wzdłuż powierzchni zmniejszonej wytrzymałości. Podzielność bardzo często jest utajona

i objawia się dopiero w przypadku wyłamania skały z calizny. Jeden z najbardziej wyraźnych kierunków podzielności występujących w skale nosi nazwę kliważu.

Inną cechą strukturalną skał jest szczelinowatość. Jest to podzielność jawna, widoczna w postaci odpajania się calizny wzdłuż powierzchni podzielności skał.

Skały wg szczelinowatości dzieli się na:

- – słabo szczelinowate z widocznymi płytkimi szczelinami, rozmieszczonymi przeważnie w jednym kierunku w odległości od 0,5 do 1 m od siebie;
- – szczelinowate z widocznymi szczelinami, położonymi w odległości od 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 niepożądaną. W skałach zwięzłych zbytnia szczelinowatość utrudnia wiercenia otworów strzałowych, zmniejsza efekt działania materiałów wybuchowych powodując ucieczkę gazów postrzałowych. Utrzymanie szczelinowatych ociosów w szybie jest trudne. Szczeliny są drogami komunikacji dla wody i gazu. Niejednokrotnie są one również drogami dopływu piasków płynnych i kurzawki z wyżej zalegających zawodnionych skał sypkich.

2.5.6. Własności wytrzymałościowe skał

Przez określenie to rozumie się odporność (wytrzymałość) skał na działanie mechaniczne. Ze względu na niejednorodność materiału skalnego cechy wytrzymałościowe skał nie są jednolite i dlatego wyróżnia się wytrzymałość skał na:

- ściskanie, R_c ,
- rozciąganie, R_r ,
- zginanie, R_g .

Wartości te dla niektórych skał podano w Tabl. 2.16.

Tabl. 2.16

2.5.7. 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 rozdrobnienia. Dzięki 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 zawiesin.

Stopień plastyczności skały zależy od ilości związanej wody. Zdolność wchłaniania wody zależy w głównej mierze od składu mineralogicznego skał. Szczególne znaczenie mają tu minerały grupy montmorylonitu, które mogą wchłaniać znaczne ilości wody, znacząco zwiększając swą objętość.

Plastyczność skały oznacza się górną i dolną granica zawartości wody, wyrażonymi w procentach wagowo lub objętościowo.

Górna granica zawartości wody nazywa się granica płynności, dolna zaś granica wałkowania lub zwijalności.

Granica wałkowania leży na przejściu skały ze stanu półtwardego w stan plastyczny, a granica płynności na przejściu skały ze stanu plastycznego w stan płynny. Własności mechaniczne skał plastycznych zmieniają się pod wpływem kontaktu z wodą.

W miarę wchłaniania wody mechaniczne własności skał (a zwłaszcza kąt tarcia) obniżają się. Pojawiają się zaś takie niekorzystne cechy jak pęcznienie czy osuwanie się. W górnictwie za skały plastyczne uważa się również te, które w sensie ceramicznym nie są uznawane za plastyczne, lecz stają się nimi pod wpływem działania większych ciśnień. Są nimi przede wszystkim łupki ilaste, sól kamienna (plastyczna pod ciśnieniem 0,5 MPa), zamrożone zawodnione skały sypkie, lód oraz inne (np. marmur przy ciśnieniu 7 MPa).

Inne własności mechaniczne skał plastycznych, których rozeznanie konieczne jest dla zaprojektowania obudowy szybu, jak: kohezja, kąt tarcia wewnętrznego i moduł plastyczności podano w Tabl. 2.17. Dokładnie ich wartości określa się wg normy BN-83/0410-03.

Tablica 2.17. Przybliżone wartości kohezji, kąta tarcia wewnętrznego i modułu plastyczności dla skał plastycznych

Rodzaj skały	Kohezja MPa	Kąt tarcia we- wnętrznego stopnie	Moduł plastycz- ności
Ił miękko plastyczny	0,005	10	1,5 ÷ 6,0
Ił twardo plastyczny	0,020	14	4,0 ÷ 8,0
Ił półzwały	0,040	15	10,0 ÷ 15,0
Gлина na granicy płynności	0,02 ÷ 0,05	0 ÷ 5	-
Gлина miękka plastyczna	0,02 ÷ 0,05	2 ÷ 6	-
Gлина plastyczna	0,03 ÷ 0,08	4 ÷ 15	-
Gлина twardo-plastyczna	0,05 ÷ 0,08	6 ÷ 25	-
Ił chudy	0,005 ÷ 0,02	20 ÷ 30	-
Ił tłusty	0,005 ÷ 0,03	15 ÷ 25	-
Gliny i zailone pyły czwartorzędowe	0,02 ÷ 0,07	18 ÷ 25	-
Suche pyły czwartorzędowe	0,02 ÷ 0,04	20 ÷ 20	-
Iły i iłolupki miocenijskie	0,06 ÷ 0,10	40 ÷ 45	-

W budownictwie szybowym skały plastyczne utrudniają głębinie szybu normalną metodą, nie zezwalając na odsłonięcie ociosów skalnych na całym obwodzie szybu. Wymaga to zastosowania specjalnych sposobów głębinia, jak np. głębinia segmentami, głębinia i wykonywania obudowy sposobem spiralnym, stosowania obudowy wstępnej.

Kardynalną zasadą podczas głębinia szybów w skałach plastycznych jest niedopuszczanie do przytapienia szybu i zawodnienia chłodzących wodę i pęczniejących iłów i glin.

Wydźwignięcie dna głębiniego szybu wskutek pęcznienia iłów są bardzo znaczne. Na przykład przy głębinie szybu Mszana IV, przy zatopieniu szybu niezabezpieczone, ilaste dno szybu zostało wydźwignięte o ok. 12 m w górę, przy czym wykrzywieniu ku powierzchni uległy dźwigary zbrojenia oraz rama napinająca. Zmierzone laboratoryjnie pęcznienie iłów wynosi 15 do 20%. Tak znaczne wyciśnięcie skały do szybu należy zatem przypisać podnoszeniu się pęczniejącego materiału ilastego z dna do góry przy równoczesnym napływie plastycznych iłów z ociosów i dna szybu. Napłynięty materiał ulegał pęcznieniu i był z kolei wypychany ku górze przez

nowo napływające warstwy łu. Podobne zjawisko wykazują zamrożone zawodnione ły. 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 na średnicy szybu 5,0 do 6,0 m do kilkunastu centymetrów, a zbudowane zbrojenie szybowe ulega wyboczeniu.

Aby głębienie szybów w skałach plastycznych przebiegało prawidłowo, należy zachować następujące warunki:

- roboty przy głębieniu szybu powinny być tak zorganizowane, aby głębienie mogło się
- odbywać szybko (odpowiednia wydajność 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 po obudowie szybowej lub wodą wypływającą z pylastych i piaszczystych wkładów pomiędzy plastycznymi łąmi.

Wypływająca woda powinna być ujęta i wydalona na powierzchnię.

2.5.8. Dopuszczalne jednostkowe obciążenia gruntów

W odniesieniu do budowli powierzchniowych w polskich normach wyznaczono wartości liczbowe dopuszczalnych obciążeń jednostkowych (w MPa) przy założeniu liniowego rozkładu naprężeń obliczonych wg wzorów na ściskanie i zginanie.

W odniesieniu do budowli górniczych (np. posadowienie obudowy szybowej, wieńce podstawowe) podano obliczeniowe obciążenie jednostkowe podłoża w Tabl. 2.18 (zgodnie z normą BN-79/0434-03).

Tabl. 2.18

2.5.9. 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 ma duże znaczenie przy zamrażaniu skał. Z tych względów znajomość tej cechy skał jest bardzo ważna przy głębieniu szybów metodą

zamrażania, w celu ustalenia właściwej organizacji robót i zachowania należytego bezpieczeństwa pracy.

Dla przykładu podano (wg E. Posyłka) w Tabl. 2.19 przewodność cieplną właściwą λ_1 niektórych skał przy temperaturze $+17^\circ\text{C}$ oraz ich średnicą ważoną przewodność po ich zmrożeniu (λ_2).

Tablica 2.19. Przewodność cieplna λ_1 λ_2 niektórych skał (wg E Posyłka)

Nazwa skały	λ_1		λ_2	
	$\frac{\text{kW}}{\text{m} \cdot \text{k}}$	$\left(\frac{\text{kcal}}{\text{m} \cdot \text{k} \cdot ^\circ\text{C}} \right)$	$\frac{\text{kW}}{\text{m} \cdot \text{k}}$	$\left(\frac{\text{kcal}}{\text{m} \cdot \text{k} \cdot ^\circ\text{C}} \right)$
Piasek	1,254	(3,0)	0,710	(1,70)
Il	0,501	(1,20)	0,376	(0,90)
Węgiel brunatny	0,105	(0,25)	0,092	(0,22)
Piaskowiec	0,752	(1,80)	0,627	(1,50)

Przewodnictwo elektryczne skał zależne jest od zawartości minerałów przewodzących prąd oraz temperatury i wilgotności. Jednostką porównawczą jest opór właściwy ($\Omega \cdot \text{m}$), tj. odwrotność przewodnictwa.

Opór całkowity wyraża się wg wzoru:

$$R_{\text{cał}} = \frac{l}{F} \cdot R_w, \quad (2.18)$$

gdzie:

R_w – opór właściwy, $\Omega \cdot \text{m}$,

l – długość słupa, m,

F – płaszczyzna przekroju słupa, m^2 .

Przewodnictwo elektryczne w skałach zależne jest również od kierunku przepływu (prostopadły lub równoległy do uwarstwienia) oraz od temperatury, której wzrost powoduje zwiększenie przewodnictwa.

Przewodnictwo elektryczne niektórych pozbawionych wilgoci skał w temperaturze pokojowej przy normalnym ciśnieniu w s/m (wg Niggeliego) wynosi:

- diabaz $3,0 \cdot 10^5$,
- granit $1,1 \cdot 10^7$,
- porfiryty $7,0 \cdot 10^7$,
- dolomit $5,0 \cdot 10^6$,
- piaskowiec $7,7 \cdot 10^7$,
- łupki ilaste $1,4 \cdot 10^8$.

Znajomość przewodnictwa elektrycznego pozwala ustalić przepływ prądów błądzących, które stanowią duże zagrożenie i utrudnienie przy głębieniu szybów.

3. Dobór i obliczanie obudowy szybów

3.1. Rodzaje obudów i warunki ich stosowania

Rodzaj obudowy szybu dobiera się w zależności od przewidywanego czasu jego eksploatacji, warunków hydrogeologicznych i geotechnicznych górotworu, w jakim ma być głębinowy szyb.

Obecnie stosuje się następujące rodzaje obudowy:

- 1) drewnianą,
- 2) murową:
 - z cegły,
 - z betonitów,
- 3) betonową,
- 4) żelbetową,
- 5) metalową:
- 6) tubingową,
- 7) kotwioną,
- 8) mieszaną.

Dokładne obliczenie obudowy szybów nie jest możliwe, gdyż nie można właściwie ocenić sił działających na obudowę zarówno w zakresie ich wielkości, kierunku, jak i czasu działania.

Rozeznanie warunków hydrogeologicznych i geotechnicznych skał na podstawie wierceń badawczych i stosowanych metod badawczych nie daje bezspornego obrazu oddziaływań górotworu na obudowę szybu. Określenie własności fizykomechanicznych skał, ciśnienia wód i zachowania się skał w górotworze (zwięzłość, zawodnienie, naruszenie i nachylenie warstw, ruch skał i wód itp.) nie jest jednoznaczne ze względu na stosowane metody badawcze oraz zmienność (anizotropowość) badanego górotworu. Stąd też podjęte ostatnio w Polsce próby normowania procesu obliczania obudów szybowych i stosowania norm jako obowiązkowych (a nie – zalecanych) wyznaczników przy braku jednoznacznych danych do projektowania należy uznać za przedwczesne.

W rozdziale tym przedstawione zostanie w formie skróconej wiele teorii i wzorów dotyczących obliczania obudowy szybowej. Mimo pokażnej liczby nie dają one

jednak pełnego obrazu rzeczywistego oddziaływania górotworu na obudowę szybu, a zwłaszcza nie określają bocznego ciśnienia na obudowę szybów.

Wielkość, kierunek i zmienność bocznego ciśnienia górotworu wywieranego na obudowę szybu zależą głównie od rodzaju skał (ich własności fizykomechanicznych), zawodnienia, głębokości zalegania, nachylenia warstw, ich zdyslokowania oraz od stopnia wodonieprzepuszczalności obudowy.

Początkowa teoria (Protodiakonowa) i inne pochodne zakładały uproszczony, płaski schemat statyczny równomiernego rozkładu ciśnienia skał, działającego radialnie w płaszczyźnie poziomej na obudowę szybu. W wyniku oddziaływania ciśnienia górotworu w obudowie powstają równomierne naprężenia ściskające, będące zjawiskiem korzystnym. To założenie jest słuszne w warunkach górotworu jednorodnego, o niewielkim nachyleniu, niezdyslokowanego i bez wyraźnych ruchów wody.

Późniejsze teorie powstałe w wyniku głębień szybów w trudnych warunkach hydrogeologicznych do dużej głębokości oraz występujących ruchów górotworu w wyniku eksploatacji złóż (Domke, Mohr) uwzględniają złożoność warunków wpływających na wielkość i rodzaj oddziaływania górotworu na obudowę, tj.: plastyczność, pęcznienie, zmienne zawodnienie, zmianę fizykomechanicznych właściwości skał przy znacznej głębokości, ruchy górotworu w strefach zaburzonych, uskokowych i eksploatacyjnych. W tym przypadku występują zmienne nierównomierne ciśnienia na obudowę powodujące jej ściskanie i ścinanie.

To rozeznanie i możliwości obliczenia obudowy szybów bez dostatecznego ujęcia zwiększonego zmiennego ciśnienia uwzględnia się przy ustaleniu dopuszczalnych naprężeń w materiale obudowy szybów przez stosowanie odpowiednich współczynników bezpieczeństwa. Przyjmuje się je od 2,5 do 3,5 – średnio 3,0. Prowadzi to jednak, w niektórych przypadkach, do przedymensjonowania obudowy, co zwiększa zarówno wyłom, jak i zużycie materiałów na obudowę. Jest to nieekonomiczne, bo zwiększa pracochłonność i czas wykonywania robót.

Należy tu również wspomnieć o czynniku czasu. W niektórych przypadkach, np. po odwodnieniu górotworu przez prowadzone wyrobiska górnicze, własności fizykomechaniczne skał poprawiają się, a zatem obudowa pracować będzie w korzystniejszych warunkach aniżeli w chwili jej wzniesienia. W niektórych znowu

przypadkach ruchy górotworu związane z prowadzeniem wyrobisk udostępniających i eksploatacją złożeń mogą prowadzić do wzrostu ciśnienia na obudowę.

Podjęte obecnie próby (m.in. w Polsce) badań tensometrycznych w naturze (in situ) ustalenia naprężeń w obudowie mogą po pewnym czasie doprowadzić do konfrontacji uzyskanych wyników z przewidywaniami teoretycznymi, jednak praktyczne ich zastosowanie może nastąpić za kilkanaście lat. Dlatego też obecnie w celu uniknięcia przedymensjonowania obudowy należy, jeżeli to możliwe, uwzględnić przy projektowaniu obudowy dokładniejszy rozkład, wielkość i sposób działania ciśnień na obudowę w nawiązaniu do występujących stosunków hydrogeologicznych. Pozwoli to na oszczędniejsze projektowanie obudowy. Należy również wykorzystać dane z analizy zachowania się obudowy w najbliższych sąsiednich szybach.

3.2. Charakterystyka materiałów obudowy

Śród stosowanych materiałów używanych do obudowy szybów wymienić należy: drewno, cegłę, piasek, kruszywo, cement, beton, prefabrykaty betonowe, domieszki do betonów i zapraw, stal konstrukcyjną, żeliwo, asfalt, papę, taśmy izolacyjne oraz tworzywa sztuczne.

3.2.1. Drewno

Obecnie w budownictwie szybowym obudowę drewnianą stosuje się bardzo rzadko i to jedynie w szybach i szybikach pomocniczych, szybikach eksploatacyjnych, w szybikach poszukiwawczych i technologicznych przy prowadzeniu dużych wyrobisk podziemnych, w szybach pomocniczych dla kopalń soli i rud. Drewno stosuje się również jako część składową wyposażenia niektórych szybów (np. prowadniki).

Drewno stosuje się w postaci okrągłaków, kantówek oraz tarcicy. Charakterystykę drewna wg normy PN-81/B-03150.01 podano w tablicy 3.1. Do konstrukcji szybowych powinno być używane drewno klasy K33 i K2(?) o wilgotności nie większej niż 23%.

Tablica 3.1. Wytrzymałości charakterystyczne R_k i moduł sprężystości E_k drewna sosnowego i świerkowego o wilgotności 15%, MPa

Rodzaj właściwości	Oznaczenie	Klasy drewna			
		K39	K33	K27	K21
Zginanie	R_{km}	<u>39</u>	<u>33</u>	<u>27</u>	<u>21</u>
Rozciąganie wzdłuż włókien	R_{kt}	26	23	20	14
Rozciąganie w poprzek włókien	R_{kt90}	0,77	0,75	0,75	0,75
Ściskanie wzdłuż włókien	R_{kc}	28	24	20	17
Ściskanie w poprzek włókien	R_{kc90}	7	7	7	7
Ścinanie wzdłuż włókien	R_{kv}	3	3	3	3
Ścinanie w poprzek włókien	R_{kv90}	1,5	1,5	1,5	1,5
Moduł sprężystości	E_k	9000	8000	7000	6000

Obliczenia i projektowanie. Wytrzymałość obliczeniową drewna R_d w MPa określa się, dzieląc wytrzymałość charakterystyczną R_k przez współczynnik materiałowy γ_m wg wzoru:

$$R_d = \frac{R_k}{\gamma_m}, \quad (3.1)$$

gdzie: $\gamma_m = \gamma_{m1} \times \gamma_{m2}$,

Tabl. 3.2

przy czym:

γ_{m1} – częściowy współczynnik bezpieczeństwa wyrażający wpływ długotrwałości obciążenia na wytrzymałość drewna wg tablicy 3.2,

Tablica 3.2. Wartości współczynnika γ_{m1}

Czas działania obciążenie	Współczynnik γ_{m1}
Długotrwały (> 10 lat)	1,67
Normalny (od 6 tygodni do 10 lat)	1,50
Krótkotrwały (< 6 tygodni)	1,43

γ_{m2} – częściowy współczynnik bezpieczeństwa zależny od rodzaju wytrzymałości:

$\gamma_{m2} = 1,25$ dla zginania,

$\gamma_{m2} = 1,05$ dla ściskania,

$\gamma_{m2} = 1,25$ dla rozciągania.

Wytrzymałości obliczeniowe dla drewna podano w tablicy 3.3.

Tablica 3.3. Wytrzymałości obliczeniowe R_d i średnie charakterystyki sprężyste E_m i G_m drewna sosnowego i świerkowego o wilgotności 15%, MPa

Rodzaj właściwości	Oznaczenie	Klasy drewna			
		K39	K33	K27	K21
Zginanie	R_{dm}	18,5	15,5	13,0	10,0
Rozciąganie wzdłuż włókien	R_{dt}	12,5	11,0	9,5	
Rozciąganie w poprzek włókien	R_{dt90}	0,35	0,35	0,35	6,5
Ściskanie i docisk wzdłuż włókien	R_{dc}	16,0	13,5	11,5	
Ściskanie i docisk w poprzek włókien	R_{dc90}	3,5	3,5	3,5	0,35
Docisk w otworach	R_{dcl}				
Ścinanie wzdłuż włókien	R_{dv}				9,5
Ścinanie w poprzek włókien	R_{dvl}				
Moduł i sprężystość wzdłuż włókien - średni	E_m				3,5
Moduł i sprężystość w poprzek włókien -średni	E_{m90}	Wg normy PN-81/B-03150.03			
Moduł odkształcenia podstawowego - średni	G_m				
		1,4	1,4	1,4	1,4
		0,70	0,70	0,70	0,70
		11 500	10 000	9000	8000
		480	450	400	350
		700	650	550	500

W przypadku działania sił pod kątem α do włókien, dla $0^\circ < \alpha < 90^\circ$ wartości R_{dc} i R_{dv} należy interpolować liniowo. Podane w tablicy 3.3 dane należy skorygować ze względu na aktualną wilgotność drewna.

Między danymi technicznymi z tablicy 3.3 a odpowiednimi danymi równymi wilgotności w [%] takiej, że $15 \leq w \leq 23$, zachodzi zależność:

$$R_{15} = [1 + d_w (w - 15)] R_w ,$$

$$R_{15} = [1 + d_w (w - 15)] E_w ,$$

$$G_{15} = [1 + d_w (w - 15)] G_w ,$$

gdzie:

R_{15} , E_{15} , G_{15} – odpowiednia wytrzymałość i moduł sprężystości wzdłużnej, odkształcenia postaciowego drewna przy wilgotności 15%, MPa;

R_w , E_w , G_w – odpowiednia wytrzymałość i moduł sprężystości wzdłużnej, poprzecznej drewna przy wilgotności 15%, MPa;

d_w – współczynnik uwzględniający wilgotność drewna (Tabl. 3.4).

Tablica 3.4. Współczynniki d_w uwzględniające wilgotność drewna

Rodzaj właściwości	Sosna i modrzew	Świerk i jodła
Ściskanie wzdłuż włókien	0,05	0,04
Zginanie	0,04	0,04
Ścinanie wzdłuż włókien	0,03	0,03
Moduł sprężystości wzdłużnej	0,02	0,02
Moduł odkształcenia postaciowego	0,02	0,02

Współczynniki korekcyjne. Współczynniki do wytrzymałości.

Współczynnik m_i zmniejszający lub zwiększający obliczeniowe wytrzymałości drewna wyznacza się wg wzoru:

$$m_i = m_1 \cdot m_2 \cdot m_3 \cdot m_4 , \quad (3.2)$$

gdzie:

m_1 – współczynnik uwzględniający warunki wilgotności środowiska (Tabl. 3.5 i 3.6),

Tablica 3.5. Współczynniki korekcyjne m_1 uwzględniające warunki wilgotnościowe środowiska

Czas działania obciążenia	Klasy warunków wilgotnościowych Wg tabl. 3.6		
Długotrwały	1	1	0,80
Normalny	1	1	0,85
Krótkotrwały	1	1	0,85

Tablica 3.6. Klasy warunków wilgotnościowych podczas użytkowania

Klasa	Warunki wilgotnościowe
1	względna wilgotność powietrza nie przekraczająca 80%, a tylko przez czas nie większy niż tydzień nie przekraczający 60%,
2	względna wilgotność powietrza przekraczająca tylko na krótko czas nie dłuższy niż 80%,
3	pozostałe warunki wilgotnościowe

m_2 – współczynniki uwzględniające warunki użytkowania konstrukcji znajdujących się w stałej podwyższonej temperaturze lub pracujących pod zwiększonym obciążeniem (Tabl. 3.7),

Tablica 3.7. Współczynniki korekcyjne m_2 uwzględniające warunki użytkowania konstrukcji

Warunki użytkowania konstrukcji	Współczynniki m_2
Konstrukcje narażone na stałe działanie podwyższonej temperatury od 40 do 55°C (ustalona temperatura ośrodka)	0,80
Konstrukcje pracujące pod przeważającym działaniem stałego obciążenia	0,80
Deskowania do żelbetu z wyjątkiem stojaków	1,25

m_3 – współczynniki uwzględniające rodzaj drewna w stosunku do drewna sosny lub świerku (Tabl. 3.8),

Tablica 3.8. Współczynniki korekcyjne m_3 uwzględniające rodzaj drewna w stosunku do sosny lub Świerku

Rodzaj drewna	Współczynniki m_3		
	Rozciąganie, zginanie, ściskanie i docisk równoległe do włókien	Ściskanie i docisk w poprzek włókien	Ścinanie
Modrzew	1,2	1,2	1,0
Jodła	0,8	0,8	0,8

m_4 – współczynniki uwzględniające uprzednie wygięcie elementu (Tabl. 3.9).

Tablica 3.9. Współczynniki korekcyjne m_4 uwzględniające uprzednie wygięcie elementu przy strzałach i promieniu wygięcia r

Stosunek h/r	1/125	1/150	1/175	1/200	1/250
m_4	0,85	0,90	0,93	0,95	1,0

Współczynnik m_2 może być w szczególnych przypadkach iloczynem wielkości zestawionych w tablicy 3.7. Współczynnik wpływu stałego obciążenia uwzględnia się w przypadku, gdy obciążenie to (lub następne równomiernie rozłożone obciążenie) jest większe niż 80% obciążenia całkowitego. Współczynniki m_3 należy stosować w przypadku wizualnej klasyfikacji drewna.

Współczynniki do charakterystyk sprężystych. Przy obliczaniu odkształceń konstrukcji pracującej w warunkach o stałej wilgotności powyżej 80% należy do stałych sprężystych drewna stosować współczynnik zmniejszający $k_1 = 0,85$. Dla konstrukcji pracujących w stałej temperaturze między 40 a 55 C° należy w obliczeniach odkształceń przyjmować charakterystyki sprężyste ze współczynnikiem zmniejszającym $k_2 = 0,80$.

3.2.2. Cegła

Wobecnie głębinowych szybach coraz rzadziej stosuje się obudowę z cegły; zastępuje ją mniej pracochłonną i tańszą obudową betonową. Mimo to i dziś obudowę tę stosuje się:

- przy niewielkiej głębokości szybów i szybków (kilkadziesiąt metrów), gdy nie opłaca się montować urządzeń do obudowy betonowej;
- przy szybach pogłębianych z jakiegoś poziomu, gdzie transport i przyrządzanie masy betonowej są uciążliwe;
- jako obudowę wstępną szybów i wyrobisk przyszybowych;
- do napraw obudów szybowych.

Do obudowy stosuje się cegły budowlane pełne wypalane z gliny wg normy PN-75/B-12001, cegły klinkierowe wg normy PN-71/B-12008 i BN-77/6741-02 i cegły szybowe wg normy BN-66/6741-09.

W zależności od wytrzymałości na ściskanie (R_c) oraz cechy fizyczne cegły pełne podzielono na klasy (Tabl. 3.10).

Tablica 3.10. Klasy cegieł pełnych

Klasa cegieł					
Cegła budowlana pełna				Cegła klinkierowa	
50	75	100	150	250	350

Do obudowy szybów stosuje się cegły pełne klasy 150 i tzw. cegły ostropalne klasy 200, cegły szybowe klasy 150, 170, 250, cegły klinkierowe klasy 250 i 350. Stosuje się również niekiedy klinkier drogowy klasy I (650) i II (500) wg normy BN-77/6741-02.

Charakterystyka cegieł budowlanych pełnych

Wymiary zewnętrzne, mm 250 × 120 × 65

Wytrzymałość na ściskanie R_c , MPa (kG/cm²) 19,6 (200), 14,7 (150)

Nasiąkliwość wagowa, %: 4–222

Cegły te nie mogą zawierać domieszek margli lub wapnia.

Charakterystyka cegieł szybowych

Wymiary zewnętrzne, mm: 250 × 120 × 120

Wytrzymałość na ściskanie R_c , MPa (kG/cm²): 35,0 (350), 25,0 (250), 17,0 (170), 15,0 (150)

Nasiąkliwość wagowa, %: do 6, do 10, do 15, do 20

Charakterystyka cegieł budowlanych klinkierowych

Wymiary zewnętrzne, mm: $250 \times 120 \times 65$

Wytrzymałość na ściskanie R_c cegły w stanie powietrzno-suchym, MPa (kG/cm²) średnio co najmniej 35,0 (350), 25,0 (250)

Nasiąkliwość wagowa nie więcej niż, %: do 6, do 12.

Do obudowy szybów w skałach zamrożonych oraz do obudowy głowic stosować należy wyłącznie cegłę klinkierową ze względu na jej małą nasiąkliwość.

Przy stawianiu obudowy murowej stosuje się zaprawę cementową w stosunku cementu do piasku 1 : 3, marki 80 (tj. o wytrzymałości na ściskanie ok. 8 MPa [80 kG/cm²] po 28 dniach twardnienia).

Przy wykonywaniu obudowy w warunkach zawodnienia stosuje się 400 kg cementu na 1 m³ zaprawy, a nawet 525 kg cementu na 1 m³ zaprawy, tj. w stosunku 1 : 2. Do sporządzania zaprawy używa się zazwyczaj cementu portlandzkiego 250, a w utworach zawodnionych 350. W przypadku wód agresywnych stosuje się cement hutniczy marki 250 lub 350. Do zapraw stosuje się dodatki przyspieszające wiązanie, jak np. chlorek wapnia, szkło wodne oraz dodatki patentowe jak np. Fluobizol. Umożliwiają one szybsze wiązanie, a tym samym szybsze podebranie urobku pod wznoszonym murem, co jest ważne przy szybkim głębieńiu szybu.

Wielkość przyspieszenia wiązania zaprawy przy dodatku chlorku wapnia CaCl_2 podano w tablicy 3.11.

Tablica 3.11. Przyspieszenie wiązania zaprawy cementowej

Procentowy dodatek CaCl_2 do masy cementu, %	0,0	1,0	2,0	3,0	4,0	5,0
Początek wiązania, h	4,0	3,0	2,5	2,0	1,5	1,0
Koniec wiązania, h	6,0	5,0	4,0	3,5	3,0	2,0

Zwiększenie wytrzymałości zaprawy przy dodatku CaCl_2 do cementu portlandzkiego przy $w/c = 0,5$ podano w tablicy 3.12.

Tablica 3.12. Zwiększenie wytrzymałości zaprawy przez dodanie CaCl₂

Procentowy dodatek CaCl ₂ do masy cementu	Wytrzymałość R _c , MPa (kG/cm ²)			
	Po 3 dniach	%	Po 28 dniach	%
0,0	8,4 (84,2)	100	24,9 (249,2)	100
0,5	12,0 (119,9)	142	27,3 (273,6)	103
1,0	13,4 (134,2)	159	27,4 (274,3)	110
1,5				

Przybliżoną wytrzymałość (czyli markę) zaprawy cementowej R_{cz} można obliczyć wg wzoru:

$$R_{cz} = R_{c\text{ cem}} \left(\frac{1}{n_{pc}} - 0,05 \right) + 0,4, \quad (3.3)$$

gdzie:

R_{c cem} – wytrzymałość cementu na ściskanie, MPa (kG/cm²),

n_{pc} – liczba części objętościowych piasku na jedną część cementu.

Liczbę składników na 1 m³ zaprawy cementowej oraz obliczeniową wytrzymałość na ściskanie po 28 dniach R_{cz} i wskaźniki wodno-cementowe podano w tablicy 3.13.

Tablica 3.13. Skład 1m³ plastycznej masy cementowej

Skład objętościowy zaprawy cement : piasek	Ilość składników na 1m ³ zaprawy			Wskaźnik $\frac{w}{c}$	Obliczeniowa wytrzymałość na ściskanie R _{cz} przy zastosowaniu cementu 250 (marka zaprawy) MPa (kG/cm ²)
	Cement kg	Piasek m ³	Woda dm ³		
1 : 1	800	0,67	320	0,400	25,0 (250)
1 : 1,5	625	0,78	300	0,480	17,5 (175)
1 : 2	525	0,87	270	0,515	12,5 (125)
1 : 3	400	1,00	230	0,575	8,0 (80)
1 : 4	310	1,03	220	0,710	5,0 (50)
1 : 5	250	1,05	210	0,840	3,0 (30)

Podstawowe dane dotyczące murów z cegły przedstawiają się następująco:

- masa 1 m³ cegieł, kg: 1375–1500,
- masa 1 m³ świeżego muru ceglanego z zaprawą, kg: 1570–1800,
- masa 1 m³ suchego muru ceglanego, kg: 1400–1450,
- liczba cegieł w 1 m³ suchego muru, szt.: ok. 400,
- liczba cegieł w 1 m³ muru na zaprawie, szt.: ok. 350–380,
- na 1 m wysokości obudowy wypada 13 rzędów cegieł.

Masy objętościowe niektórych materiałów budowlanych stosowanych w obudowach kamiennych podano w tablicy 3.14.

Tablica 3.14. Masy objętościowe materiałów budowlanych używanych w budownictwie szybowym

Rodzaj materiału	Masa objętościowa kG/m ³
Piasek luźno nasypany	1600
Tłuczeń	1100 ÷ 1800
Cement luźno nasypany	1200
Cement w worku	1600
Zaprawa cementowa	2100

Wytrzymałość na ściskanie murów z cegły zależy od wytrzymałości cegły, grubości spoin i staranności wykonania. Wytrzymałość normowana na ściskanie muru z pełnej cegły R_{nc} oblicza się wg wzoru zgodnie z normą PN-67/B-03002:

$$R_{nc} = \frac{100 + R_c}{100 + \alpha R_c} \cdot \beta \cdot \frac{\frac{R_{cz}}{R_c} + a}{\frac{R_{cz}}{R_c} + b} \cdot R_c, \quad (3.4)$$

gdzie:

R_c – wytrzymałość na ściskanie cegły określona wg PN-75/B-12001, PN-70/B-12002, PN-75/B-12003, PN-71/B-12008, PN-73/B-120011 lub BN-62/9012-0;

R_{cz} – wytrzymałość zaprawy na ściskanie po 28 dniach twardnienia określona wg PN-65/B-14501-14504;

α , β , a , b – współczynniki podane w tablicy 3.15.

Tablica 3.15. Współczynniki α , β , a , b do projektowania obudowy wg norm PN-67/B-03002

Materiał muru	Współczynniki			
	α	β	a	b
Cegła pełna i inne bloki jednolite przy grubości warstwy 5 ÷ 14 cm	3,3	1,1	0,2	0,6

Wartości liczbowe wytrzymałości normowych na ściskanie murów z cegły podano w tablicy 3.16.

Tablica 3.16. Wytrzymałości murów z cegły na ściskanie

Rodzaj cegły i bloków	Wytrzymałość cegły na ściskanie MPa (kG/cm ²)	Wytrzymałość normowa muru na ściskanie R_{nc} , MPa (kG/cm ²) Przy marce zaprawy			
		100 i 120	80	50	30
Cegła klinkierowa	~25,0 (250)	~5,6 (56)	5,3 (53)	~4,7 (47)	~4,2 (42)
	~35,0 (350)	~6,9 (69)	6,5 (65)	~5,8 (58)	~5,2 (52)
Cegła ceramiczna pełna	~15,0 (150)	-	40	~3,6 (36)	~3,2 (32)
Cegła ceramiczna pełna	~10,0 (100)	-	33	~3,0 (30)	~2,6 (26)
Cegła ceramiczna pełna	~8,0 (80)	-	-	~2,7 (27)	~2,3 (23)
Cegła ceramiczna pełna	~7,5 (75)	-	-	~2,5 (25)	~2,2 (22)

Wytrzymałość normową na rozciąganie i ściskanie muru z cegły przy założeniu, że badany przekrój przebiega przez spoiny i cegły podano w tablicy 3.17.

Tablica 3.17. Wytrzymałość normowa na rozciąganie i ściskanie muru z cegły

Rodzaj naprężenia	Wytrzymałość normowa muru na rozciąganie i ściskanie MPa (kG/cm ²) przy klasie cegły pełnej			
	350	250	150	100
Rozciąganie osiowe R_{nr}	~0,9 (9,0)	~0,7 (7,0)	~0,5 (5,0)	~0,4 (4,0)
Rozciąganie przy zginaniu R_{nrg}	~1,5 (15,0)	~1,1 (11,0)	~0,7 (7,0)	~0,5 (5,0)
Ścinanie R_{nt}	~3,2 (32,0)	~2,5 (25,0)	~1,8 (18,0)	~1,4 (14,0)

Moduł sprężystości (odkształcalności) muru E_m jest zależny od wytrzymałości muru i naprężenia ściskającego panującego w murze. Moduł ten określa się wg wzoru:

$$E_m = E_o \left(1 - \frac{\sigma_c}{1,1 R_{nc}} \right), \quad (3.5)$$

gdzie:

E_o – początkowy moduł sprężystości,

R_{nc} – wytrzymałość normowa muru określona w tablicy 3.16,

σ_c – naprężenie ściskające panujące w murze.

Wartości początkowego modułu sprężystości E_o określa się wg wzoru:

$$E_o = a_s \times R_{nc}, \quad (3.6)$$

gdzie:

R_{nc} – wytrzymałość normowa muru na ściskanie (Tabl. 3.16),

a_s – cecha sprężystości podana dla różnych marek zaprawy w tablicy 3.18.

Tablica 3.18. Cecha sprężystości Q_s dla różnych marek zaprawy

Rodzaju muru	Cechy sprężystości Q_s przy marce zaprawy			
	120<i 100	80	50	30
Z cegieł pełnych na zaprawie o ciężarze objętościowym (gęstości pozornej) ~1,5 kN/m ³ (1,5 T/m ³) i większym	1100	1000	900	850
Z cegieł pełnych na zaprawie o ciężarze objętościowym (gęstości pozornej) ~1,5 kN/m ³ (1,5 T/m ³)	-	750	690	600

Wartości obliczeniowe współczynnika sprężystości E_{km} należy przyjmować:

- określając odkształcenia muru (II stan graniczny) przy obciążeniach okresowych wielokrotnie powtarzających się oraz przy określaniu częstotliwości drgań własnych konstrukcji murowych $E_{km} = E_o$;
- określając odkształcenia muru (II stan graniczny) przy obciążeniach normowych $E_{km} = 0,8 E_o$.

Cegły szybowe pełne z gliny wg normy BN-66/6741-09 produkowane są w zależności od wytrzymałości na ściskanie wg klas 350, 250, 170, 150. Wymiary cegły wynoszą $250 \times 120 \times 120$ mm.

Wytrzymałość na ściskanie R_c powinna wynosić co najmniej:

- dla klasy 350 – $R_c = 35$ MPa (350 kG/cm²),
- dla klasy 250 – $R_c = 25$ MPa (250 kG/cm²),
- dla klasy 170 – $R_c = 17$ MPa (170 kG/cm²),
- dla klasy 150 – $R_c = 15$ MPa (150 kG/cm²).
- Nasiąkliwość ciężarowa powinna wynosić:
- dla klasy 350 do 6%,
- dla klasy 250 do 10%,
- dla klasy 170 do 15%,
- dla klasy 150 do 20%.

Do obudowy szybów stosuje się również cegłę budowlaną pełną klasy 170 wg normy BN-64/6791-02 o wymiarach $250 \times 120 \times 65$ mm. Wytrzymałość cegły na ściskanie wynosi $R_c \sim 17$ MPa (170 kG/cm²).

3.2.3. Cement

Cement należy do spoiw wiążących w obecności wody. Jest to sproszkowany materiał, który po związaniu z odpowiednią ilością wody tworzy plastyczny zaczyn twardniejący pod wodą lub na powietrzu.

W zależności od rodzaju cementu składnikami jego są: klinkier portlandzki (składający się głównie z krzemianów wapniowych) lub klinkier glinowy (składający się głównie z glinianów wapniowych), żużel wielkopiecowy (uboczny produkt przy wytapianiu surówki żelaza, złożony głównie z zeszkłonych w wysokiej temperaturze krzemianów i glinokrzemianów), siarczan wapniowy (gips) oraz inne dodatki

nadające cementowi specyficzne cechy (np. szybkie lub powolne wiązanie, odporność na agresję).

Cechy charakteryzujące cementy z punktu widzenia budownictwa szybowego to:

- wytrzymałość na ściskanie,
- szybkość wiązania,
- ciepło uwodnienia,
- odporność na agresję wód.

Cechy te określono w normie PN-80/B-01300. Natomiast cement portlandzki normalnie twardniejący określono w normie PN-80/B-30000, a cement portlandzki szybko twardniejący w normie PN-80/B-30011.

Wytrzymałość na ściskanie i szybkość wiązania. W zależności od wymaganej wytrzymałości na ściskanie po 28 dniach, oznaczonej wg PN-80/B-04300, rozróżnia się trzy marki cementu portlandzkiego:

- 35 – o wytrzymałości nie mniejszej niż 35 MPa,
- 45 – o wytrzymałości nie mniejszej niż 45 MPa,
- 55 – o wytrzymałości nie mniejszej niż 55 MPa.

Wymagania i badania dotyczące cementu portlandzkiego podano w tablicy 3.19.

Tabl. 3.19

W budownictwie szybowym cement portlandzki szybko twardniejący stosowany jest rzadko, czasami w przypadkach, kiedy chodzi o uzyskanie w krótszym czasie większej wytrzymałości obudowy. Jego charakterystykę podano w tablicy 3.20.

Tabl. 3.20

W normie PN-80/B-30011 cement portlandzki szybko twardniejący podzielono na klasy w zależności od wymaganej wytrzymałości na ściskanie po 28 dniach, oznaczonej wg PN-80/B-04300.

Ciepło uwodnienia cementów. Ciepło uwodnienia cementu wyrażone w J/g (cał/g) oznacza się zgodnie z normą BN-70/6731-13. Jest to ilość ciepła wywiązującego się w czasie uwodnienia cementu.

Podział cementów w zależności od ciepła uwodnienia oraz ich oznaczenie podano w tablicy 3.21.

Tablica 3.19. Wymagania i badanie dotyczące cementu portlandzkiego

Wymagania	Marki cementu			Budowania wg
	35	45	55	
Wytrzymałość na ściskanie, MPa, nie mniej niż:				PN-80/B-04300
- po 3 dniach	15	20	25	
- po 7 dniach	25	30	40	
- po 25 dniach	35	45	55	
Czas wiązania: - początek wiązania najwcześniej po upływie, min	60			
Koniec wiązania najpóźniej po upływie, h	8			
Zmiana objętości: - według próby Le Chatelliera mm, nie więcej niż	8 po pierwszym badaniu			
- według próby na plackach	normalna Po pierwszym badaniu			
Powierzchnia właściwa, cm ² /g, nie więcej niż	2500	2700	3500	PN-78/B-04301
Zawartość SO ₃ , % masy cementu, nie więcej niż	3,5			
Zawartość MGO, % masy cementu, nie więcej niż	5,0			
Zawartość domieszki plastykującej dopuszczonej do stosowania przez Instytut Przemysłu Wiązanych Materiałów Budowlanych, % masy cementu, nie więcej niż	0,5			
Okres, w którym cement przechowywany według BN-69/6731-08 nie powinien wykazywać odchyłeń od wymagań normy, liczba dni od daty wysyłki	90		45	

Tabl. 3.21

Tabl. 3.22

Wiązanie cementów jest procesem egzotermicznym, podczas którego wydzielają się duże ilości ciepła w zależności od składu mineralogicznego. W tablicy 3.22

podano ilości ciepła uwodnienia przez poszczególne składniki cementu. Szczególnie duże ilości ciepła wydziela glinian trójwapniowy $3\text{CaOAl}_2\text{O}_3$ (cement glinowy). W przeciwieństwie do pozostałych cementów wydzielanie dużych ilości ciepła następuje w pierwszym okresie wiązania cementu.

Aby uzyskać prawidłowe wiązanie i twardnienie betonu w obudowie szybowej, należy zapewnić dobór odpowiedniego cementu oraz zapewnić należyte warunki schładzania i konserwacji.

Beton niewłaściwie konserwowany kurczy się i pęka oraz nie uzyskuje właściwej wytrzymałości (tzw. spalanie się).

Odporność na agresję wód. Odporność cementu na działanie siarczanów to zdolność cementu do przeciwstawiania się chemicznemu działaniu roztworu siarczanów.

Do cementów o zwiększonej odporności na działanie siarczanów zalicza się: cement portlandzki i hutniczy, a ponadto cement siarczanowy i glinowy. Cementy o normalnej odporności to: cement portlandzki, hutniczy, pucolanowy bez ograniczonej zawartości składników określanych w normie PN-70/B-01300.

Ze względu na krótki czas wiązania, wydzielanie dużych ilości ciepła i bardzo krótki czas składowania, cementy portlandzkie szybko sprawne są bardzo rzadko stosowane w budownictwie szybowym i to tylko do specjalnych celów, np. cementacje, tamowanie wypływu wód (korki i tamy).

Częściej natomiast stosowane są cementy hutnicze ze względu na ich dużą odporność na agresywną działalność wód kopalnianych. Charakterystykę techniczną cementów hutniczych podano w tablicy 3.23.

Tabl. 3.23

3.2.4. Kruszywo

Zgodnie z normą PN-66/B-06714 kruszywa dzieli się na cztery rodzaje:

- mineralne (pył, piasek, żwirek),
- naturalne (żwir),
- powstałe przez jednokrotne rozdrobienie skał (kruszyny, kliniec, tłuczeń),
- powstałe przez dwukrotne rozdrobienie skał (pył, miał, grys).

W wymienionej normie podano stosowne wymagania oraz określono rodzaje badań.

Dobór odpowiedniego kruszywa, zarówno pod względem wytrzymałościowym, granulometrycznym, mineralogicznym i chemicznym, ma podstawowe znaczenie dla obudów szybowych.

Piaski do zapraw w budownictwie szybowym powinny zgodnie z normą PN-79/B-06711 mieć uziarnienie do 2 mm.

W zależności od składu ziarnowego rozróżnia się dwie odmiany piasków:

- wielkości ziarn do 2 mm,
- wielkości ziarn do 1 mm.

Ze względu na zawartość pyłów mineralnych oraz zanieczyszczeń obcych poszczególne odmiany mogą być gatunku 1 lub 2. W celu usunięcia zanieczyszczeń piasek kopany zawierający frakcje pylaste poddaje się płukaniu.

Kruszywo do betonów stosowanych w budownictwie szybowym powinno odpowiadać normie PN-79/B-06712.

Według podanej normy rozróżnia się cztery podstawowe asortymenty kruszywa naturalnego i odpowiednio cztery asortymenty kruszywa łamanego (Tabl. 3.24).

Tabl. 3.24

Marki kruszywa. W zależności od przeznaczenia do odpowiedniej klasy betonu wg PN-75/B-06250 kruszywa grube i mieszanki grube dzieli się na cztery marki: 10, 20, 30 i 50 (Tabl. 3.25).

Tabl. 3.25

Marka kruszywa odpowiada najwyższej klasie betonu, do którego może być użyte kruszywo, chyba że wyniki badań betonu uzasadniają możliwość uzyskania wyższej klasy.

3.2.5. Woda zarobowa

Do sporządzania zapraw i betonów można używać wody pitnej z czystych rzek i jezior oraz czystych wód gruntowych. Wyklucza się wody bagienne, zawierające tłuszcze roślinne i kwas humusowy, ścieki przemysłowe, wody zawierające oleje, cukier oraz wody mineralne.

Wody kopalniane można stosować, gdy spełniają warunki podane w normie PN-75/G-04630.

Każda woda budząca zastrzeżenia powinna być uprzednio zbadana laboratoryjnie. Wymagania techniczne dla wody zarobowej określone są w normie PN-75/G-04630.

Tabl. 3.26

3.2.6. Betony

W budownictwie szybowym stosuje się betony zwykłe o ciężarze objętościowym od ~ 22 do ~ 26 kN/m³ (2200 do 2600 kG/m³).

Obudowa szybowa z betonu, ze względu na jej wysokie parametry techniczne oraz możliwość mechanizacji niemal wszystkich operacji przy przygotowaniu i układaniu masy betonowej, niemal całkowicie wyparła przy głębinieniu szybów z powierzchni pozostałe rodzaje obudów murowych. W wielu przypadkach stosuje się ją zamiast obudowy z tubingów żeliwnych.

Dobór konstrukcji obudowy oraz wybór rodzaju betonu powinny być poprzedzone (przed projektowaniem obudowy) odpowiednim rozeznaniem warunków hydrogeologicznych i górniczych, w jakich obudowa ta ma pracować.

3.2.6.1. Marki i klasy betonu

Liczba odpowiadająca normowej wytrzymałości betonu na ściskanie określa jego markę. Normowa wytrzymałość na ściskanie jest to doraźna wytrzymałość określona w MPa (kG/cm³) na walcowych próbkach betonu o średnicy 16 cm po 28 dniach twardnienia w temperaturze $+18^{\circ} (\pm 7)^{\circ}\text{C}$ od dnia przygotowania. Dla betonów z cementu glinowego za okres zakończenia twardnienia przyjmuje się 3 dni.

W budownictwie szybowym stosuje się następujące marki betonów: 14, 17, 20, 25, 30, 40 i 50 MPa; 140, 170, 200, 250, 300, 400 i 500 kG/cm³.

W roku 1976 norma PN-63/B-06250 została zastąpiona normą PN-75/B-06250, w której w odmienny sposób uregulowano wiele parametrów betonu:

Przez beton zwykły rozumie się beton o gęstości pozornej nie mniejszej niż 1,8 kg/dm³ wykonany przy użyciu zaczynu cementowego i kruszywa mineralnego o największych ziarnach większych niż 5 mm.

Klasa betonu – to symbol liczbowy (np. B30) określający jakość betonu, odpowiadający co do wartości wytrzymałości gwarantowanej betonu R_b^G . Rozróżnia się następujące klasy betonu: B7,5; B10; B15; B20; B25; B30; B35; B40; B50.

Wytrzymałość gwarantowana betonu R_b^G – to wytrzymałość na ściskanie w MPa (kG/cm^2) zapewniona przez producenta z prawdopodobieństwem 35%.

Wytrzymałość średnia betonu $\bar{R}$ – to wytrzymałość na ściskanie w MPa (kG/cm^2) niezbędna dla uzyskania betonu o odpowiedniej wytrzymałości gwarantowanej.

Wytrzymałość umowna R_b^u – to wytrzymałość na ściskanie w MPa (kG/cm^2), określona dla próbek sześciennych o krawędzi 15 cm, po 28 dniach twardnienia w temperaturze $+2^\circ\text{C}$.

Warunki wykonania betonu – pod którymi rozumie się zespół czynników techniczno-technologicznych, w jakich wykonuje się beton. Mogą one być:

- przemysłowe – przy których wszystkie składniki dozowane są ciężarowo przy stałym nadzorze nad wykonywaniem betonu, a liczba próbek do kontroli wytrzymałości umownej dla każdej partii betonu jest nie mniejsza niż 30; współczynnik zmienności $\vartheta = 0,1$;
- przeciętne – przy których cement dozowany jest ciężarowo, kruszywo ciężarowo lub objętościowo, a liczba próbek do kontroli wytrzymałości umownej dla każdej partii mniejsza niż 30, lecz zgodna z postanowieniami normy PN-75/B-06250; współczynnik zmienności $\vartheta = 0,15$;
- prymitywne – przy których wszystkie składniki dozowane są objętościowo, a właściwą jakość betonu uzyskuje się przez stosowanie cementu zgodnie z normą; stały nadzór techniczny i kontrola jakości; współczynnik zmienności $\vartheta = 0,25$.

Warunki dojrzewania betonu, tj. warunki pod względem temperatury, w jakich znajduje się beton w okresie do 28 dni od chwili jego wykonania.

3.2.6.2. Składniki betonu

Do betonu należy stosować cementy odpowiadające wymaganiom norm PN-80/B-30000, PN-80/B-30005, PN-80/B-30006 i PN-80/B-30011.

Zasady stosowania cementów poszczególnych marek określono w tablicy 3.27.

Tabl. 3.27

Do obudów szybowych należy stosować cement portlandzki i hutniczy. Ze względu na niską kaloryczność cement hutniczy nie może być stosowany w szybach z zamrażaniem górotworu. Cementy szybko twardniejące w budownictwie szybowym mogą być używane w specjalnych przypadkach, gdy chodzi o szybkie przyrosty wytrzymałości w okresie do 7 dni. Wymagają one również stworzenia odpowiednich warunków składowania cementu, wytwarzania masy betonowej, jego transportu oraz warunków pielęgnacji z zachowaniem właściwej temperatury i wilgotności.

Kruszywo do betonu należy stosować wg norm PN-66/B-06714 i BN 84/6774-02. Ze względu na ługującą działalność wód kopalnianych kruszywa z wapieni i dolomitów stosować nie wolno. Zakres stosowania kruszyw z uwzględnieniem klasy betonu przedstawiono w tablicy 3.28.

Tabl. 3.28

Uziarnienie kruszywa powinno zapewniać uzyskanie szczelnej mieszanki betonowej o wymaganej konsystencji przy możliwie najmniejszym zużyciu cementu i wody.

Aby poprawić lub zmienić cechy i własności betonów stosowanych do wykonywania obudów górniczych, można dodawać różnego rodzaju domieszki, co będzie przedstawione w rozdziale 3.2.6.3.

Przykładowe zużycie poszczególnych składników betonu dla obudów szybowych podano w tablicy 3.29.

Tabl. 3.29

3.2.6.3. Domieszki do betonów

W budownictwie szybowym dla polepszenia lub zmiany własności betonów stosowane są różnego rodzaju domieszki, których zadaniem jest:

- zwiększenie wodoszczelności mieszanki betonowej (domieszki uszczelniające),

- zwiększenie ciekłości i urabialności mieszanki betonowej (domieszki uplastyczniające),
- przyspieszenie lub opóźnienie wiązania i twardnienia betonu,
- umożliwienie wiązania betonu w niskich temperaturach,
- zwiększenie przyczepności nowo ułożonej masy betonowej do betonu starego,
- zwiększenie antykorozyjności betonu.

Zadania te osiąga się przez stosowanie do betonów domieszek działających mechanicznie, chemicznie lub zarówno mechanicznie, jak i chemicznie.

Do domieszek działających mechanicznie zalicza się takie materiały jak: glinę, mączkę kamienną, asfalt, smołę.

Wśród domieszek działających chemicznie znajdują się powszechnie stosowany chlorek wapnia (CaCl_2) oraz liczne domieszki patentowe o różnym działaniu. Spośród nich w Polsce stosuje się preparaty: Silicon, Injectal i Fluobizol. Do domieszek działających zarówno mechanicznie jak i chemicznie należy zaliczyć pyły dymnicowe.

W budownictwie szybowym domieszek działających mechanicznie nie stosuje się, gdyż obniżają one znacznie wytrzymałość betonu.

Do najczęściej stosowanych domieszek chemicznych należy chlorek wapnia CaCl_2 . Dodaje się go do wody zarobowej w celu przeciwdziałania skutkom zamarzania betonu, gdy jego temperatura spada poniżej temperatury krytycznej zamarzania wody.

Warunki jego stosowania wg normy PN-75/B-06250 podano w tablicy 3.30.

Tabl. 3.30

Praktycznie CaCl_2 stosuje się do wody zarobowej w stosunku do masy cementu w ilościach nie większych niż 2% do betonów zbrojonych i 4% do betonów niezbrojonych.

Środek patentowy Silicon produkowany jest w postaci szarej pasty, którą dodaje się w ilości 10% ciężaru cementu do wody zarobowej, uzyskując szczelność betonu oraz odporność przeciw wodom solankowym i siarczanowym. Działanie Siliconu polega w pierwszym rzędzie na mechanicznym wypełnieniu najdrobniejszych porów betonu.

Injectol składa się z dwóch składników, proszku barwy stalowo-szarej oraz cieczy o barwie białej.

Do uszczelniania betonu stosuje się oba składniki łącznie w następującej proporcji wagowej:

injectol – ciecz i woda: 1 : 2 do 1 : 4,

??.

Fluobizol produkowany jest w postaci szaro-brązowego płynu. Dodany do wody zarobowej, zależnie od konsystencji skraca czas wiązania (Tabl. 3.31) oraz zwiększa wytrzymałość betonu.

Tabl. 3.31

3.2.6.4. 3.2.6.4. Wytrzymałość na ściskanie

Przy przyjęciu normalnego rozkładu prawdopodobieństwa wytrzymałości na ściska-

nie wzór na wytrzymałość gwarantowaną R_b^G jest następujący:

$$R_b^G = (1 - 1,64 \cdot v_z) \bar{R}_{kw.15}, \quad (3.7)$$

gdzie:

$\bar{R}_{kw.15}$ – średnia wytrzymałość betonu na próbkach sześciennych o krawędzi 15 cm,

v_z – współczynnik zmienności, %,

$$v_z = \frac{S_R}{\bar{R}_{kw.15}} \cdot 100, \text{ przy czym:}$$

S_R – oznacza średnie odchylenie standardowe,

$$S_R = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (R_i - \bar{R}_{kw.15})^2}, \text{ w którym}$$

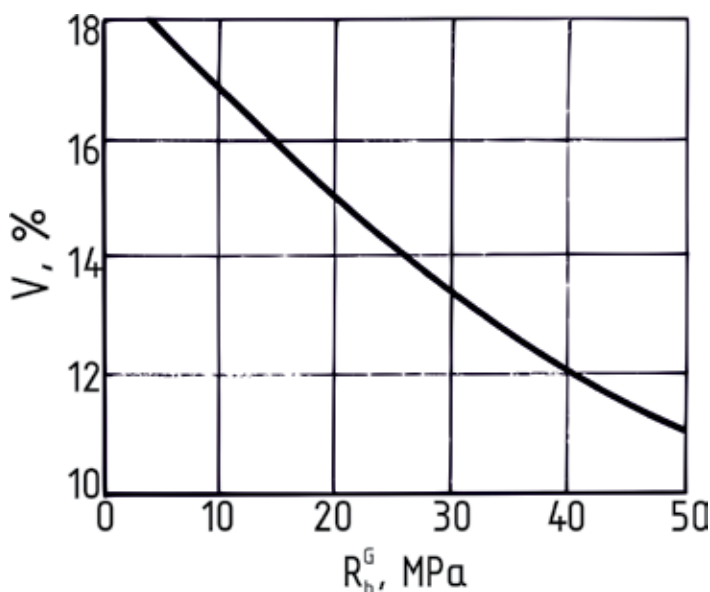
n – liczba zbadanych próbek, $i = 1$ do n ,

R_i – wytrzymałość poszczególnych próbek.

W przeciętnych warunkach wytrzymałość średnią $\bar{R}$ w MPa (kG/cm²) należy przyjmować wg tablicy 3.32.

Tabl. 3.32

Stosunek wytrzymałości gwarantowanej R_b^G do wytrzymałości średniej $\bar{R}_{kw.15}$ zależy od współczynnika zmienności v charakteryzującego rozrzut wytrzymałości betonu (Rys. 3.1).



Rys. 3.1 Zależność wytrzymałości gwarantowanej R_b^G od współczynnika zmienności v .

Pojęcie klasy betonu oznaczone symbolem B odróżnia się od przyjęcia w przeszłości marki betonu będącej jego średnią wytrzymałością na ściskanie.

Średnia wytrzymałość $\bar{R}$ betonu zależy przede wszystkim od receptury, tj. doboru składników betonu. Określa się ją wg wzoru Bolmeya:

$$\bar{R} = A_b \left(\frac{c_m}{w} - 0,5 \right), \quad (3.8)$$

gdzie:

c_m – ilość cementu w masie betonu, kg,

w – ilość wody w masie betonu, dm^3/m^3 ,

A_b – współczynnik zależny od marki cementu i jakości kruszywa.

Jeżeli dojrzewanie betonu odbywa się w warunkach naturalnych, co ma miejsce w przypadku obudów szybowych, to przyjmuje się, że wytrzymałość średnia betonu

$\bar{R}$ równa się wytrzymałości umownej R_b^u :

$$R_b^u = \bar{R}.$$

Zależność wytrzymałości umownej od składu betonu określa stosunek $\frac{c_m}{w}$. Określa się go wg wzorów:

$$\text{dla betonów o wartościach } \frac{c_m}{w} < 2,5 \quad \frac{R_b^u}{A_1} = \frac{c_m}{w} + 0,5,$$

$$\text{dla betonów o wartościach } \frac{c_m}{w} \geq 2,5 \quad \frac{R_b^u}{A_2} = \frac{c_m}{w} - 0,5,$$

gdzie:

A_1 – współczynnik dla betonów o wartości $\frac{c_m}{w} < 2,5$,

A_2 – współczynnik dla betonów o wartości $\frac{c_m}{w} \geq 2,5$.

Tabl. 3.33

Wartości współczynników A_1 i A_2 podano w tablicy 3.33. Wielkości te stosuje się, gdy $\frac{c_m}{w}$ jest nie mniejsze niż 1,2 i nie większe niż 3,2.

W przemysłowych warunkach wytrzymałość średnia $\bar{R}$ powinna wynosić:

$$\bar{R} = R_b^G + 1,64 s_c \geq 1,13 R_b^G,$$

gdzie s_c oznacza odchylenie standardowe wytrzymałości na ściskanie w serii składającej się z n próbek, MPa (kG/cm^2).

3.2.6.5. Beton odporny na wody agresywne

W odróżnieniu od większości budowli hydrotechnicznych obudowa szybowa jest w dużo większym stopniu narażona na działanie agresywnego środowiska. Dzieje się tak dlatego, że spiętrzenie wód działających na obudowę jest dużo większe, a istniejący przepływ wody powoduje ciągłą wymianę jonów między środowiskiem wodnym a materiałem obudowy.

Z tych też względów istniejące normy budowlane oceny środowiska i projektowania betonu w odniesieniu do obudów szybowych należy traktować w przybliżeniu.

Agresywne środowisko wodne powoduje korozję fizykochemiczną betonu. Ze względu na skład chemiczny rozróżnia się następujące rodzaje agresywności wód:

- agresywność ługującą (przy wodach o niskiej trwałości przemijającej) powodującą wymywanie rozpuszczalnych składników betonu, głównie wolnego wapna;
- agresywność ogólnokwasową oznaczaną na podstawie zawartości jonów wodorowych pH;
- agresywność kwasowęglową oznaczaną na podstawie zawartości agresywnego CO_2 ; przy agresywności ogólnokwasowej i węglanowej korozja betonu powstaje wskutek wytwarzania przez środowisko kwaśne ze składnikami betonu nowych związków rozpuszczalnych w wodzie;
- agresywność siarczanową oznaczaną na podstawie zawartości jonów SO_4^{2-} powodującą korozję betonu wskutek wydzielania się soli krystalizujących przy równoczesnym zwiększaniu objętości (pęcznienie i spękanie betonu);
- agresywność magnezową oznaczaną na podstawie zawartości jonów Mg, w wyniku której ze składników betonu wytwarzają się związki bezpostaciowe pozbawione własności wiążących. Może też występować agresywność złożona z kilku podanych rodzajów.

Tabl. 3.34

W tablicy 3.34 podano stopnie agresywności wody, uwzględniając normę PN-80/B-01800.

Podane stopnie agresywności obowiązują gdy:

- temperatura wynosi od 0 do 50°C,
- beton podlega agresji wody jednostronnie spiętrzanej nie wyżej niż 10 m,
- współczynnik filtracji gruntów jest większy od 0,1 m/dobę,
- dotyczy to betonów z cementu portlandzkiego o zawartości 300 kg/m³ i stopniu wodoszczelności W-4 wg BN-62/6738-07.

Jeżeli przepływ agresywnej wody jest większy niż 0,2 m/s ($v \geq 0,2$ m/s) lub woda wywiera jednostronne parcie $H > 10,0$ m, to należy przyjmować stopień agresji o 1 wyżej. Prędkość przepływu wody ma szczególne znaczenie przy agresji ługującej i kwasowęglowej. Im większa jest prędkość przepływu, tym silniejsze jej działanie agresywne.

W zależności od rodzaju i stopnia agresywności środowiska beton zabezpiecza się przez stosowanie:

- dodatków uszczelniających,
- środków wiążących wolne wapno,
- cementów o zmniejszonej podatności na korozję,
- izolacji.

Odporność betonu na agresję chemiczną wzrasta wraz z jego wodoszczelnością. Stąd też musi być zaprojektowany beton wodoszczelny z dodatkami uszczelniającymi. Należy stosować cementy o możliwie małej zawartości wapna. Oprócz cementów portlandzkich należy stosować cementy hutnicze, siarczano-żużłowe oraz cement glinowy marki powyżej 250. Ilość cementu na 1 m³ betonu nie powinna być niższa niż 320 kg i nie większa niż 450 kg. Wskaźnik wodno-cementowy $\frac{c}{w}$ powinien być mniejszy od 2.

3.2.6.6. Właściwości betonu w zależności od przygotowania i konserwacji

Najmniejsze dopuszczalne ilości cementu w betonie dla warunków szybowych (w kg/m³) nie powinny być mniejsze niż 0,5 z, gdzie z oznacza liczbę odpowiadającą objętości zaprawy w 1 m³ mieszanki betonowej.

Największa zawartość cementu nie powinna przekraczać 550 kg/m^3 w betonach o wytrzymałości średniej równej lub większej niż 40 MPa (400 kg/cm^2) oraz 450 kg/m^3 – w innych betonach.

Wartość $\frac{c_m}{w}$ powinna wynosić nie mniej niż 1,6 – w betonach narażonych na

stały dostęp wody i działanie mrozu, 1,8 – w betonach o wymaganej wodoszczelności. Betony powinny też wykazywać odpowiednią do warunków pracy i norm porowatość, wodoszczelność, nasiąkliwość oraz odporność na działanie mrozu.

W zależności od podanych czynników powinien być sporządzony roboczy skład betonu (receptura) określający rodzaj i liczbę poszczególnych składników, odpowiednich do pojemności betoniarki, przy uwzględnieniu aktualnego składu ziarnowego kruszywa i jego zawilgocenia.

Transport mieszanki betonowej na powierzchni i w szybie nie powinien powodować:

- segregacji składników,
- zmian składu mieszanki,
- zanieczyszczenia,
- niekorzystnej zmiany temperatury.

Układanie i zagęszczenie mieszanki betonowej powinno zapewniać uzyskanie betonu o odpowiedniej porowatości.

Odkryte powierzchnie betonu powinny być chronione przed niekorzystnym wpływem warunków atmosferycznych (a zatem dopływem wód gruntowych i utrzymanie w stanie wilgotnym) przez:

- 7 dni przy stosowaniu cementów portlandzkich,
- 14 dni przy stosowaniu cementów hutniczych.

Temperatura mieszanki betonowej w chwili opróżnienia betoniarki nie powinna być wyższa niż:

- $+35^\circ\text{C}$ przy stosowaniu cementów portlandzkich marek powyżej 350,
- $+45^\circ\text{C}$ przy stosowaniu pozostałych cementów.

W przypadku obniżenia się temperatury betonu poniżej temperatury krytycznej zamarzania wody, należy dodać CaCl_2 wg tablicy 3.30.

3.2.6.7. Sprawdzenie procesu wykonania betonu

Obowiązujące normy dotyczące materiałów budowlanych wymagają sprawdzenia jakości składników przed wykonywaniem mieszanki betonowej oraz sprawdzenia samego procesu wykonania betonu (PN-75/B-06250).

W zakresie sprawdzania jakości betonu kontroluje się konsystencję i urabialność mieszanki betonowej, nasiąkliwość i mrozoodporność oraz wodoszczelność.

Wytrzymałość umowną należy sprawdzić zgodnie z normami dla wszystkich wytwarzanych partii betonu.

Sprawdzenie wytrzymałości średniej, w przypadku, gdy beton nie był poddawany specjalnym zabiegom, nie jest konieczne.

Sprawdzanie wytrzymałości gwarantowanej R_b^G określa się w stosunku do wytrzymałości średniej lub umownej.

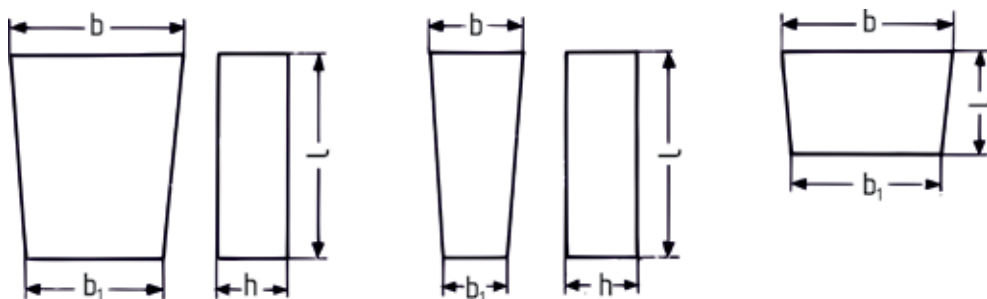
W zaświadczeniu o jakości betonu należy podać:

- charakterystykę betonu z określeniem klasy i takich wymagań dodatkowych jak mrozoodporność, wodoszczelność;
- wyniki badań kontrolnych określające wytrzymałość umowną R_b^u , wytrzymałość średnią $\bar{R}$, wytrzymałość gwarantowaną R_b^G , typ próbek stosowanych do badania wytrzymałości, wyniki badań dodatkowych (nasiąkliwość, mrozoodporność, wodoszczelność);
- okres, w którym wyprodukowano beton.

3.2.7. Prefabrykaty betonowe i żelbetowe

3.2.7.1. Betonity

Do obudów szybowych stosowane bywają elementy prefabrykowane z betonu o wielkości kilkakrotnie większej od cegły. Noszą one nazwę betonitów. Betonity wykonuje się z betonu klasy 15,0 i 20,0. Stosuje się cement portlandzki marki 25 i 35 oraz cement hutniczy marki 35. Charakterystyczne dane betonitów klinowych stosowanych najczęściej do obudowy szybowej wg normy BN-72/67-91-01 podano w tablicy 3.35 i na rysunku 3.2.



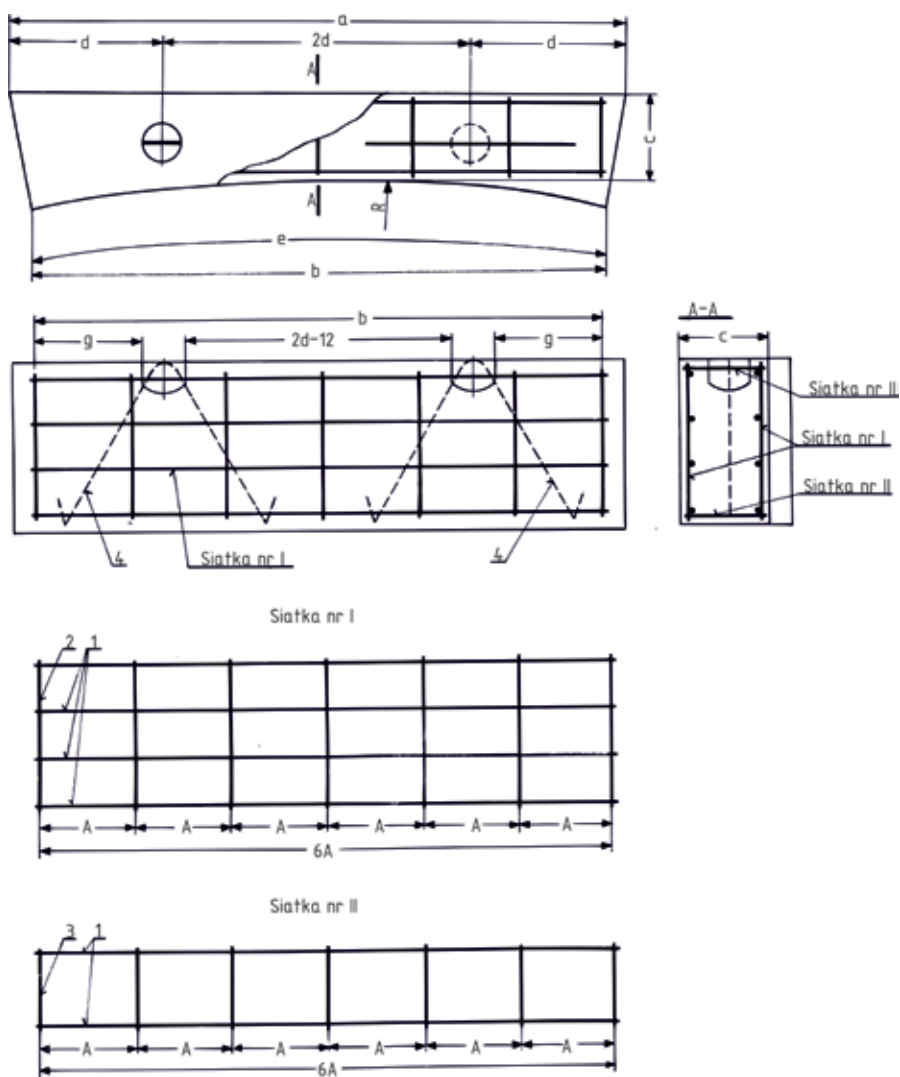
Rys. 3.2. Betonity szybowe: a – betonit cały typu c, b – betonity połówkowy podłużny typu P1, c – betonit połówkowy poprzeczny typu P2.

W Polsce wykonuje się betonity kształtu klinowego typu B_{sz-1} , którego wymiary dostosowane są do średnic szybów 450 do 550 cm i typu B_{sz-2} – dla szybów o średnicy w świetle 600 do 700 cm. Dla uzyskania odpowiedniego przewiązania murów z betonitów wykonuje się również połówki podłużne (typ P_1) i poprzeczne (typ P). Ich wymiary wynikają z podzielenia betonitu podstawowego (typ C). Masa betonitów normalnych wynosi 25 kg, aby można je było układać w szybie bez specjalnych urządzeń dźwigowych.

3.2.7.2. Panele

W przypadku wzmożonych ciśnień górotworu, gdy potrzebna jest obudowa przejmująca w krótkim czasie wzmożony nacisk górotworu (np. plastyczny zamrożony górotwór, mułowce i iłowce na dużych głębokościach), do obudowy wstępnej stosuje się wielkowymiarowe elementy, tzw. panele. Dzięki przejęciu ciśnienia górotworu umożliwiają one wykonanie w korzystnych warunkach (bez ciśnienia ociosów) właściwej betonowej obudowy ostatecznej. Wymiary paneli uzależnione są od wielkości średnicy szybu w wyłomie, ciśnienia skał oraz klasy betonu. Obudowa panelowa jest obudową natychmiast-podporową przejmującą ciśnienie pełzającego górotworu, jednak nie jest obudową wodoszczelną i z tych względów ciśnienie hydrostatyczne musi być przejęte przez monolityczną obudowę betonową.

Na rysunku 3.3 przedstawiono przykład tego rodzaju elementu, a w tabelicy 3.36 podano charakterystyczne dane niektórych stosowanych elementów.



Rys. 3.3. Prefabrykowany element obudowy panelowej.

Tabl. 3.34

Oprócz elementów przedstawionych na rysunku 3.3 i tablicy 3.34 stosowane są również elementy, których zewnętrzna ścianka wykształcona jest w kształcie łuku kołowego. Sprawia to, że konstrukcja elementu staje się mocniejsza.

3.2.7.3. Tubingi żelbetowe

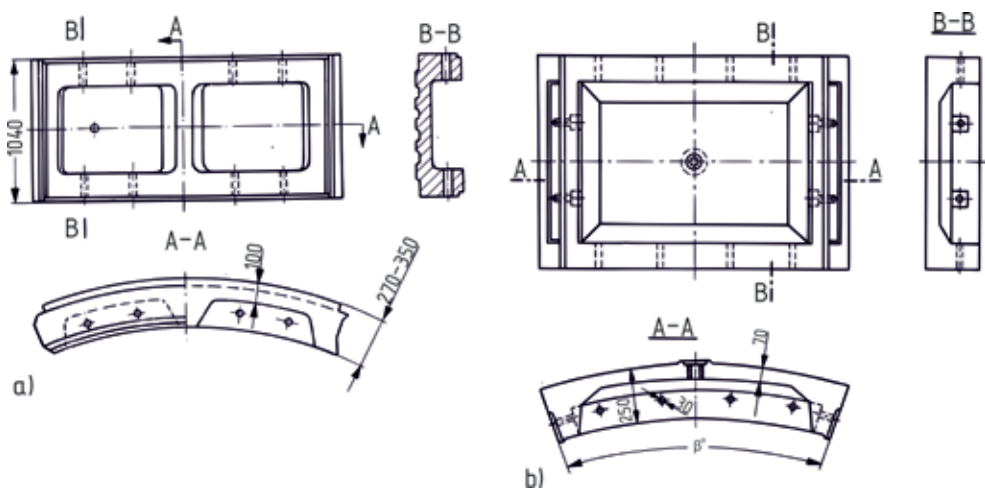
Obudowę tubingową przedstawia się jako cylinder złożony z oddzielnych pierścieni. Poszczególne pierścienie składają się z oddzielnych jednakowych segmentów tzw. tubingów.

Tubingi mogą być wykonane z żelbetu, żeliwa, staliwa lub ze stali profilowej.

W szybach głębinowych metodą zwykłą stosowane są tylko tubingi żelbetowe. Pozostałe typy tubingów o większej wytrzymałości i szczelności aniżeli żelbetowe stosuje się w trudnych warunkach hydrogeologicznych, przy zastosowaniu metod specjalnych. Stąd też będą one omówione w Części 2 niniejszego opracowania.

Tubingi żelbetowe znalazły szerokie zastosowanie w latach 60. ubiegłego stulecia w ZSRR. Stosowano tam dwa typy: WNIJOMSZS oraz STK. W Polsce wykonano dwie próbne obudowy typu STK.

Tubingi typu WNIJOMSZS to segmenty pierścienia o grubości ścianki wynoszącej 100 mm, wzmocnione dwoma żebrami pierścieniowymi oraz trzema żebrami promieniowymi (Rys. 3.4a).



Rys. 3.4. Tubingi żelbetowe: a – typu WNIJOMSZS, b – typu STK.

Wymiary tubingów:

- wysokość, mm 1040,
- grubość wraz z żebrami, mm 270, 300, 350,
- wysokość żeber, mm 160, 170, 200,

- długość po zewnętrznym łuku, mm 2260 do 2480,
- masa, kg 1050 do 1540.

Tabl. 3.37

Tubingi wykonywano z betonu marek 200, 250 i 300 na cemencie portlandzkim 300, 400, 500 i 600. Liczbę tubingów w poszczególnych pierścieniach oraz ich masę podano w tablicy 3.37.

Tubingi poszczególnych pierścieni łączy się śrubami z podkładkami, natomiast tubingi każdego pierścienia łączy się ze sobą za pomocą zazębień.

Drugi typ tubingów STK stosowanych w ZSRR (Rys. 3.4b) różni się od poprzedniego przede wszystkim mniejszymi wymiarami oraz łączeniem poszczególnych tubingów śrubami zarówno w płaszczyźnie poziomej jak i pionowej. Długość (po łuku) jednego tubingu jest tak dobrana, że umożliwia zastosowanie jednego rodzaju tubingów dla średnicy szybów od 4,0 do 8,0 m. Wysokość tubingu wynosi 1040 mm, a masa ok. 600 kg.

Tabl. 3.38

W tablicy 3.38 podano liczbę tubingów ST w jednym pierścieniu w zależności od średnicy szybu oraz objętości betonu w pierścieniu.

3.2.8. Stal konstrukcyjna

Do zbrojenia konstrukcji żelbetowych należy stosować pręty ze stali klas A-0, A-I, A-II, A-III i A-IIIN oraz z drutu o własnościach mechanicznych określonych w normie PN-82/H-93215. Parametry tej stali podano w tablicy 3.39.

Tabl. 3.39

Wartość wytrzymałości charakterystycznych i obliczeniowych stali dla stanów granicznych nośności należy pomnożyć przez następujące współczynniki korekcyjne m_a :

- $m_{a1} = 1,15$ – w przypadku jednokrotnego obciążenia krótkotrwałego (nagle przyłożonego);
- $m_{a2} = 0,8$ – dla drutów i lin ze stali o wysokiej wytrzymałości ze względu na charakter ich pracy w konstrukcji;
- m_{a3} – w przypadku obciążeń wielokrotnie zmiennych wg normy PN-84/B-03264.

Oprócz stali konstrukcyjnej stosowanej do konstrukcji żelbetowych obudów szybowych stal w budownictwie szybowym stosowana jest również w:

- obudowie tymczasowej z kształtowników,
- obudowie ostatecznej z kształtowników lub blach,
- przegrodach izolacyjnych,
- zbrojeniu szybowym.

Do obudowy tymczasowej i zbrojenia stosuje się stal ciągnioną konstrukcyjną pospolitej i zwykłej jakości wg normy PN-61/H-84020 o wytrzymałości $R_t = 37,0$ MPa (3700 kG/cm²).

Ze względów oszczędnościowych można stosować do zbrojenia stal St52 wyższej jakości i wytrzymałości $R_t = 53,0$ MPa (5300 kG/cm²).

W szybach zawodnionych, szczególnie wodami agresywnymi, stosuje się stal z dodatkami antykorozyjnymi 18G2Cu, o wytrzymałości $R_t = 52,0$ MPa (5200 kG/cm²) i stal St3Cu lub St35Cu o wytrzymałości $R_t = 38,0$ MPa (3800 kG/cm²).

Na przegrody izolacyjne nadaje się stal węglowa spawalna konstrukcyjna zwykłej jakości, np. St35x lub stal niskostopowa o podwyższonej wytrzymałości, np. 18G2AV wg PN-72/H-84018.

Na elementy obudowy ostatecznej w postaci blach lub kształtowników stosowane bywają stale specjalne spawalne z dodatkami, które uodporniają je na korozję.

3.2.9. Żelbet

Obudowy żelbetowe w budownictwie szybowym stosowane są bardzo rzadko. Główną przyczyną tego stanu jest:

- skomplikowane wykonanie w warunkach szybowych,
- brak możliwości uzyskania należytej szczelności betonu,
- duża podatność na agresję, zwłaszcza stali zbrojeniowej.

Własności materiałów stosowanych do konstrukcji żelbetowych podane są w normie PN-84/B-03264.

Do wykonywania konstrukcji stosować należy zgodnie z normą PN-75/B-66250 betony klas: B7,5, B10, B12,5, B15, B17,5, B20, B25, B30, B35, B40 i B50.

Najniższe klasy betonu dla poszczególnych rodzajów konstrukcji podano w tabelicy 3.40.

Tabl. 3.40

Wytrzymałość charakterystyczną betonu określa się wg wzorów:
na ściskanie (R_{bk}):

$$R_{bk} = (0,77 - 0,001 R_b^G) R_b^G,$$

gdzie:

R_{bk} – wytrzymałość charakterystyczna betonu na ściskanie,

R_b^G – wytrzymałość gwarantowana betonu;

na rozciąganie (R_{bzk}):

$$R_{bzk} = (0,23 - 0,0005 R_{bk}) \cdot \sqrt[3]{R_{bk}^2}.$$

Wytrzymałości obliczeniowe betonu określa się, dzieląc wytrzymałości charakterystyczne przez współczynniki materiałowe dla betonu γ_b lub γ_{bb} o wartościach:

dla konstrukcji żelbetowych i sprężonych:

- $\gamma_b = 1,3$ dla ściskania,
- $\gamma_b = 1,5$ dla rozciągania,

dla konstrukcji betonowych (niezbrojonych lub ze zbrojeniem mniejszym niż minimalne):

- $\gamma_{bb} = 1,6$ dla ściskania,
- $\gamma_{bb} = 1,9$ dla rozciągania.

Współczynniki γ_b i γ_{bb} należy dodatkowo mnożyć przez:

γ_{b1} – współczynnik stosowany przy obliczaniu elementów ściskanych w przypadku, gdy powierzchnia przekroju poprzecznego betonu $F_b \leq 0,09 \text{ m}^2$ i jednocześnie gdy jeden z boków jest mniejszy niż 0,25 m. Wynosi on:

$$1,15 \text{ dla } 0,04 \text{ m}^2 < F_b \leq 0,09 \text{ m}^2,$$

$$1,15 \sqrt{\frac{0,04}{F_b}} \text{ dla } F_b \leq 0,04 \text{ m}^2;$$

$\gamma_{b2} = 1,15$ – w przypadku elementów betonowych w pozycji pionowej z wyjątkiem elementów betonowanych warstwami nie grubszymi niż 1,5 m z każdorazowym zagęszczeniem betonu;

$\gamma_{b3} = 0,90$ – w przypadku sprawdzania konstrukcji w poszczególnych stadiach realizacji.

Wytrzymałość charakterystyczną i obliczeniową betonu należy mnożyć dodatkowo przez następujące współczynniki korekcyjne:

$m_{b1} = 1,20$ – w przypadku jednokrotnego obciążenia krótkotrwałego (nagle przyłożonego),

$m_{b2} = 0,75$ – w przypadku długotrwałego działania temperatury powyżej 100°C,

$$m_{b3} = 0,6 + 0,5 \frac{\sigma_{b \min}}{\sigma_{b \max}}, \text{ lecz nie więcej niż } 1,0,$$

gdzie $\sigma_{b \min}$ i $\sigma_{b \max}$ oznaczają minimalne i maksymalne naprężenia w betonie na krawędzi ściskanej, przy czym:

$$\sigma_{\min} \geq ?.$$

Wytrzymałość charakterystyczna i obliczeniowa betonu odpowiadająca poszczególnym klasom betonu (bez uwzględnienia współczynników γ i m_b) została podana w tablicy 3.41.

Odształcalność betonu. Wartości współczynnika sprężystości betonu E_b miarodajne do obliczeń określa się wg wzoru:

$$E_b = \frac{10\,000}{0,18 + \frac{2,85}{R_{bk}}} \cdot (3.9)$$

Wartości E_b odpowiadające poszczególnym klasom betonu podano w tablicy 3.41.

Tabl. 3.41

Odształcenia skurczowe. Wartości jednostkowego odształcenia skurczowego E_s betonu należy przyjmować w konstrukcjach sprężonych (odpowiednio do wieku betonu w chwili sprężenia i wilgotności środowiska, w którym konstrukcja znajduje się po sprężeniu) zgodnie z tablicą 3.42.

Tabl. 3.42

Dla konstrukcji znajdujących się w wodzie wartość $E_s = 0$. Przy obliczaniu sił wewnętrznych spowodowanych skurczem betonu można przyjmować w konstrukcjach:

- betonowych $E_s = 0,00030$,
- żelbetonowych $E_s = 0,00015$.

Wprawdzie w szybach obudów betonowych sprężonych nie stosuje się, to jednak odkształcenia skurczowe mają duże znaczenie ze względu na przenikanie wody do wyrobisk szybowych przez pęknięcie skurczowe.

3.2.10. Bituminy

Do obudowy szybowej bituminy używane są w kilku postaciach, jako:

- lepiki asfaltowe,
- emulsje,
- materiały rolowe.

Lepiki asfaltowe stosowane bywają bądź to jako osłona hydroizolacyjna, bądź jako warstwa poślizgowa dla obudów szybów przystosowanych do eksploatacji złóż z filarów ochronnych. Lepiki, produkty destylacji ropy naftowej, stosowane są na gorąco lub na zimno. W pierwszym przypadku lepik rozgrzewa się do temperatury topnienia, miesza z wypełniaczami, np. piaskiem, mączką wapienną i opuszcza do szybu w izolowanych kubłach. Lepik asfaltowy może też być dostarczany do szybu rurociągami. W szybie asfalt jest wylewany do pierścieniowej szczeliny grubości od 5 do 10 cm pomiędzy dwiema warstwami obudowy. Przy sposobie „na zimno” stosowano odlewanie płyt z asfaltu, które następnie układano na obudowie i zgrzewano.

Emulsje asfaltowo-lateksowe nanosi się na obudowę, przeważnie drogą natrysku, tworząc powłokę chroniącą obudowę przed agresją wód oraz zapewniającą jej większą wodoszczelność.

Do wykonywania powłok stosuje się dwa rodzaje emulsji asfaltowych:

- kationowe (wg zestawu I),
- anionowe (wg zestawu II).

ad. 1. Zestaw składników (I):

- emulsja asfaltowa kationowa o symbolach NT lub WT,
- lateks butadienowo-styrenowy LBS 30-60.

ad. 2. Zestaw składników (II):

- emulsja asfaltowa anionowa,
- lateks butadienowo-styrenowy LBS 30-60,
- kilkuprocentowe wodne roztwory soli metali dwu- lub trójwartościowych – najczęściej CaCl_2 lub $\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3$.

W wyniku równoczesnego natrysku „na zimno” emulsji oraz środków powodujących jej koagulację utworzona zostaje powłoka asfaltowo-kauczukowa spełniająca zadanie izolacji.

W zależności od grubości izolacji te mogą być typu:

- lekkiego od 0,5 do 0,8 mm grubości, chroniące obiekt przed wilgocią;
- średniego od 1,5 do 2,0 mm grubości, chroniące obiekt przed wodą opadową i przesączającą się;
- ciężkiego od 3,0 do 8,0 mm grubości, chroniące obiekt przed wodą naporową.

W przypadku emulsji asfaltowych kationowych środkami koagulującymi są lateksy kauczków syntetycznych. Składniki te nanosi się na górotwór lub obudowę oddzielnymi dyszami rozpylającymi. Zetknięcie się asfaltowej emulsji kationowej z lateksem powoduje natychmiastową koagulację tych składników, przy czym z emulsji asfaltowej wydziela się asfalt, a z lateksu kauczuk.

Wydzielane materiały wymieszane ze sobą dają tworzywo zwane asfaltokauczukiem. W miarę homogenizacji kauczuk rozpuszcza się w asfalcie, dając tworzywo o charakterystyce elastycznej, ciągliwej gumy. Ma ono wysoką temperaturę mięknięcia, znaczną ciągliwość i wytrzymałość mechaniczną. Ze względu na znikomą spływność możliwe jest nakładanie grubych powłok izolacyjnych asfaltokauczuku na powierzchnie pochyle oraz pionowe.

W przypadku stosowania emulsji asfaltowej anionowej koagulantami są wodne roztwory (3–5%) soli metali dwu- i trójwartościowych. Ich działanie na emulsje asfaltowe anionowe z dodatkiem lateksów kauczków powoduje wytrącenie asfaltokauczuku o właściwościach podobnych jak w przypadku emulsji asfaltowej kationowej.

Ze względu na większą stabilność emulsji kationowych oraz mniej skomplikowaną technologię stosowania obecnie powszechniej używa się emulsji kationowej.

W czasie koagulacji emulsji asfaltowej i lateksu, oprócz tworzywa asfaltowo-kauczukowego wydziela się woda (w ilości ok. 40% zawartości nanoszonych składników). Woda ta wyparowuje lub spływa po powierzchni utworzonej powłoki izolacyjnej w ciągu kilku godzin od chwili naniesienia. Pełna stabilizacja powłoki trwa od 1 do 3 dni, w zależności od temperatury.

Jako dodatek uszlachetniający może być stosowany lateks butadienowo-styrenowy. Zastąpienie go lateksem chloroprenowym polepsza ciągliwość tworzywa.

Charakterystyka własności fizykotechnicznych powłok asfaltowo-kauczukowych wg badań Centralnego Ośrodka Badawczo-Rozwojowego Przemysłu Izolacji Budowlanej przedstawia się następująco:

Temperatura mięknięcia:

emulsja asfaltowa NT, WT,

przy zawartości 20 do 40% lateksu – od -110 do -160°C .

Temperatura łamliwości:

emulsja asfaltowa NT, WT,

przy zawartości lateksu 20 do 40% – od 25 do -40°C .

Spływność powłoki grubości 3 mm z powierzchni pionowej:

emulsja asfaltowa NT, WT, LBS 30-60,

przy zawartości lateksu 20 do 40% – od 4 do $0,00$ mm.

Wydłużenie względne w temperaturze $+15^{\circ}\text{C}$ powłok o grubości 1 mm:

emulsja asfaltowa NT,

przy zawartości lateksu 20 do 40% – 600 do 1500% ,

emulsja asfaltowa WT,

przy zawartości lateksu 20 do 40% – 300 do 900% .

Wydłużenie bezwzględne powłoki przy pęknięciu podłoża w temperaturze $+15^{\circ}\text{C}$:

a) emulsja asfaltowa NT:

powłoka grubości 1,0 mm,

przy zawartości lateksu 20 do 40% – 5,0 do 150,0 mm,

powłoka grubości 3,0 mm,

przy zawartości lateksu 20 do 40% – 100,0 do 200,0 mm;

b) emulsja asfaltowa WT:

powłoka grubości 1,0 mm,

przy zawartości lateksu 20 do 40% – 25,0 do 100,0 mm,

powłoka grubości 3,0 mm,

przy zawartości lateksu 20 do 40% – 40,0 do 150,0 mm.

Nasiąkliwość wodą:

powłoki o zawartości 20 do 30% lateksu – ok. 0,1%,

powłoki o zawartości 40% lateksu – ok. 0,2%.

Odporność na działanie niskich temperatur – wszystkie powłoki naniesione na beton, przechowywane przez siedem dni w temperaturze -40°C nie dają pęknięć ani Rys.

Szczelność powłok – powłoki o zawartości 20 do 40% lateksu nie przepuszczają wody:

przy grubości 5 mm do 1,5 MPa (15 atm.),

przy grubości 1 mm do 0,03 MPa (0,3 atm.).

Materiały rolowe składają się z wkładki (podłoża) niebędącej materiałem izolacyjnym (np. tektura surowa, tkanina jutowa lub przędza szklana) nasyczonej smołą lub asfaltem. Materiały rolowe wykonuje się też przez powleczenie folii aluminiowej lub ołowianej warstwą asfaltu. Z wkładką z tektury lub folii metalowej noszą one również nazwę papy. Materiały rolowe nakłada się dwiema lub trzema warstwami na uprzednio wykonaną obudowę wstępną.

3.2.11. Tworzywa sztuczne

Tworzywa sztuczne do obudowy szybów nie są jeszcze stosowane jako materiał nośny, lecz jako materiał izolacyjny. Podyktowane jest to zarówno dużym kosztem wytwarzania tych materiałów, jak i brakiem długoletnich doświadczeń w tym względzie.

Do zalet tworzyw sztucznych należy:

- nieznaczny ciężar objętościowy,
- duża odporność na agresję,
- możliwość łatwego formowania kształtów i obróbki.

Do zasadniczych wad tworzyw sztucznych należy zaliczyć:

- rozkład w wysokich temperaturach (ok. 100°C),
- nieznajomość stabilności cech fizycznych w okresie kilkudziesięcioletnim,
- duża rozszerzalność cieplna,
- duży koszt wytwarzania.

Obecnie tworzyw sztucznych używa się jako folii do uszczelniania obudów szybowych. Stosowane bywają folie poliwinylowe (PCW) i folie polietylenowe (PE).

Górnicza folia poliwinylowa oznaczona symbolem AT-1675 produkowana jest z polichlorku winylu i zmiękczana metodą kalandrowania. Dostarczana jest w formie rulonów o długości 31 m i szerokości 1 m. Grubość folii wynosi 0,002 m.

Tabl. 3.43

Własności fizykomechaniczne folii PCW podano w tablicy 3.43. Wyniki badań laboratoryjnych przeprowadzone przez Ośrodek Badawczo-Rozwojowy Budownictwa Górniczego „Budokop” wskazują na zależność parametrów wytrzymałościowych od temperatury. Wraz ze wzrostem temperatury spada wytrzymałość na rozdzieranie, wzrasta natomiast wydłużenie względne przy zrywaniu. Wartości liczbowe tych badań podano w tablicy 3.44.

Tabl. 3.44

Folię do obudowy szybu przytwierdza się za pomocą gwoździ telekomunikacyjnych o długości 40 mm i średnicy 3 mm ze specjalną po ??? łu dostarczanego w postaci roli o wymiarach uzależnionych od średnicy szybu i technologii zakładania zgrzewa się ze sobą zgrzewarkami elektrycznymi lub też zgrzewarkami z nadmuchem gorącego powietrza. Mogą być też stosowane kleje, np. butaprem, impramid

lub spoiwa z polichlorku winylu. Ze względu na wydzielanie przez kleje szkodliwych substancji sposób ten stosuje się rzadko.

Do przegród izolacyjnych stosuje się folie polietylenowe wysokociśnieniowe (PEwc) lub z polichlorku winylu (PCW). Muszą one spełniać następujące warunki:

- wytrzymałość gwarantowana R_r^G na rozciąganie powinna wynosić $R_r^G \geq 10 \text{ MPa}$ (100 kg/cm^2), a folia powinna być plastyczna w zakresie temperatur od -10 do $+20^\circ\text{C}$;
- wydłużenie gwarantowane folii ε_r^G w temperaturze 0°C powinno wynosić $\varepsilon_r^G \geq 0,57$.

Folie miękkie o grubości 2 do 4 mm z polichlorku winylu (PCW) produkowane w Polsce w zwojach charakteryzują się następującym składem:

- PCW S-68 – 100,0 cz. wag.,
- FDO – 50,0 cz. wag.,
- ergoplast ES – 5,6 cz. wag.,
- stearynian Ca – 0,3 cz. wag.,
- stabilizator – 2,1 cz. wag.

Folie PE produkowane są w postaci arkuszy o dowolnej długości (materiał rolowany).

Folia PE jest sztywniejsza niż folia z PCW i jej zgrzewanie jest trudniejsze.

Grubość folii określa się wg wzoru:

$$g_r = \frac{m \cdot p \cdot a_b}{2R_r^G}, \quad (3.10)$$

gdzie:

g_r – grubość folii, m;

p – ciśnienie hydrostatyczne, MPa;

m – współczynnik korekcyjny uwzględniający oddziaływanie ostrej szczeliny w obudowie, $m = 1,2$;

a_b – szerokość szczeliny w obudowie, $a_b = 0,02 \text{ m}$;

R_r^G – wytrzymałość gwarantowana folii na rozrywanie, MPa.

W przypadku braku danych laboratoryjnych należy przyjmować:

$$R_r^G = 0,8 \bar{R}_r,$$

przy czym $\bar{R}_r$ oznacza średnią wytrzymałość folii wg danych producenta, MPa.

Obliczoną grubość folii zaokrągla się w górę o 0,5 mm. Minimalna grubość folii nie powinna być mniejsza niż 2 mm.

3.3. Obliczanie ciśnień górotworu na obudowę szybową

3.3.1. Ciśnienie górotworu niezawodnionego

3.3.1.1. Ciśnienie górotworu w skałach sypkich i mało spoistych

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

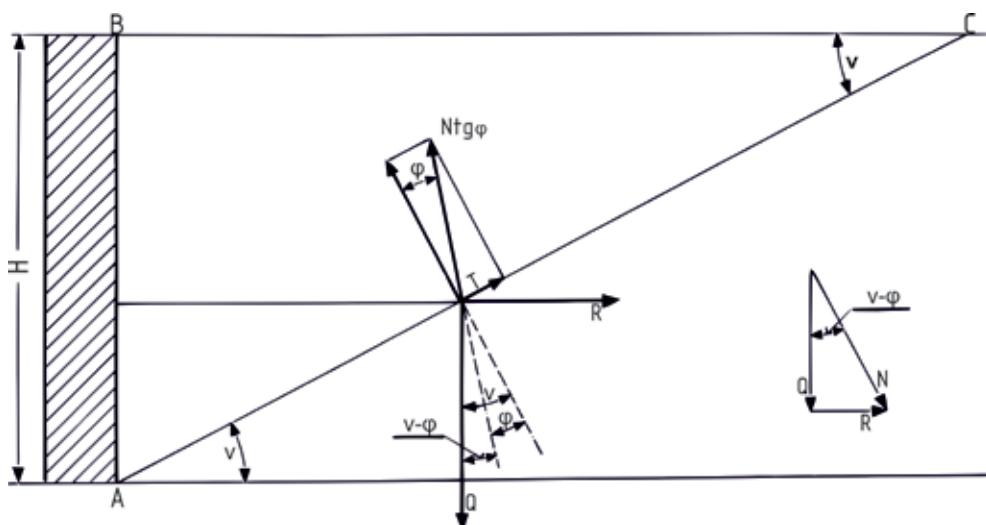
W przypadku, gdy szyb przechodzi przez ośrodek sypki, ciśnienie p_o na obudowę szybu na głębokości H jest równe ciśnieniu poziomemu w górotworze, skierowanemu radialnie ku środkowi szybu:

$$p_o = \frac{\delta_k \cdot H}{c}, \quad (3.11)$$

gdzie: $c = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}$.

W konsekwencji ciśnienie na obudowę w środowisku sypkim zależne jest od ciśnienia pionowego $\delta_{sk} \times H$ oraz od kąta tarcia wewnętrznego φ skał.

Według teorii Protodiakonowa (podanej w 1909 r.) ciśnienie górotworu na obudowę szybową w skałach sypkich przyrównać można do ciśnienia skał na mur oporowy. Teoria uwzględnia teorię parcia ziemi Coulomba i Ponceta na pionowy mur oporowy (Rys. 3.5).



Rys. 3.5. Schemat ciśnienia skał na obudowę szybu zgodnie z teorią Protodiakonowa.

Z przedstawionych na rysunku 3.5 zależności wynika, że ciśnienie jednostkowe na pewnej głębokości H wynosi:

$$p_H = H \cdot \delta_{sk} \cdot \operatorname{tg}^2\left(45 - \frac{\varphi}{2}\right), \quad (3.12)$$

a więc zależne jest od głębokości H , ciężaru właściwego skał δ_{sk} oraz od tarcia kąta wewnętrznego skał φ .

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

Wynosi ono:

$$p_{\max} = \delta_{sk} \cdot H \cdot \operatorname{tg}^2\left(\frac{90 - \varphi}{2}\right) = \delta_{sk} \cdot H \cdot A_n, \quad (3.13)$$

gdzie:

$p_{\max}$ – ciśnienie na jednostkę zewnętrznej powierzchni obudowy szybu, MPa,

δ_{sk} – ciężar właściwy skał, N/m³ (kG/m³),

H – głębokość szybu od powierzchni, m,

φ – kąt tarcia wewnętrznego skał,

$$A_n = \operatorname{tg}^2 \left(\frac{90 - \varphi}{2} \right) - \text{wielkość składowa pozioma Renkina-Coulomba.}$$

Szyby zazwyczaj przecinają skały o różnych własnościach fizycznych i dlatego należy dla tych skał ustalić wartości średnie.

Protodiakonow dostosował wzór odnoszący się do skał sypkich i słabych również do odprężonych, spękanych skał zwięzłych, przy czym w miejsce kąta wewnętrznego tarcia φ skał sypkich wstawił kąt φ_0 (równy kątowi tarcia wewnętrznego) wyrażony zależnością:

$$f = \operatorname{tg} \varphi_0, \quad (3.14)$$

gdzie f oznacza wskaźnik zwięzłości skał:

$$\varphi_0 = \operatorname{arctg} f. \quad (3.15)$$

Przy skałach niejednorodnych bierze się pod uwagę nie iloczyn $\delta_{sk} \times h$, lecz sumę iloczynów:

$$\delta_{sk1} \cdot h_1 + \delta_{sk2} \cdot h_2 + \dots + \delta_{skn} \cdot h_n = \sum_{i=1}^{i=n} \delta_{ski} \cdot h_i, \quad (3.16)$$

gdzie:

δ_{ski} – ciężar właściwy danej warstwy,

h_i – grubość danej warstwy.

Wartości f_{sr} i φ_{sr} wyznaczyć można z zależności:

$$f_{sr} = \frac{f_1 \cdot h_1 + f_2 \cdot h_2 + \dots + f_i \cdot h_i}{h_1 + h_2 + \dots + h_i}, \quad (3.17)$$

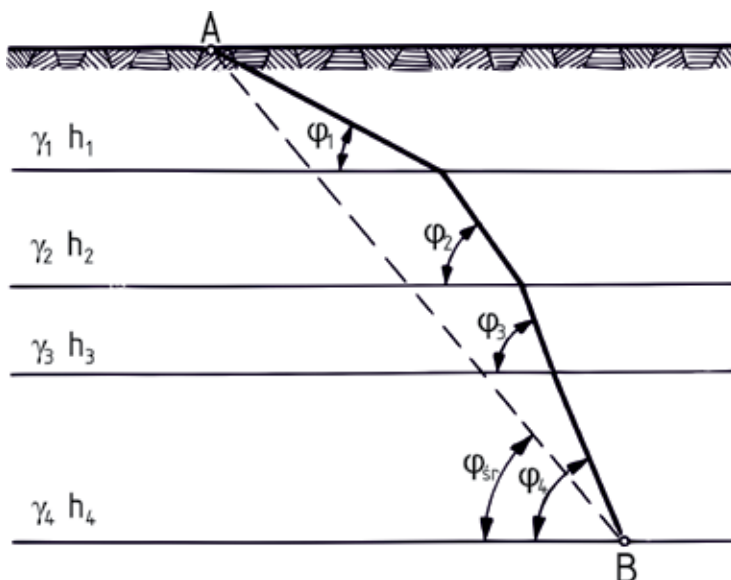
gdzie:

$h_1, h_2, \dots, h_i$ – grubość poszczególnych warstw,

$f_1, f_2, \dots, f_i$ – wskaźnik zwięzłości danej warstwy.

$$\varphi_{sr} = \operatorname{arctg} f_{sr} \quad (3.18)$$

Średni kąt tarcia wewnętrznych skał można również wyznaczyć sposobem wykreślnym, co pokazano na rysunku 3.6.



Rys. 3.6. Wykres ustalenia średniego kąta tarcia wewnętrznego ϕ_{sr} zespołu warstw skalnych.

Teoria Protodiakonowa daje pozytywne wyniki przy skałach mniej więcej jednorodnych o wskaźnikach zwięzłości od 4 do 5 ($\text{tgf} = 0,7 \div 0,8$). W przypadku skał niejednorodnych i posługiwania się średnimi wartościami $\delta_{sk} \gamma_i$ oraz f nie określa się 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.

Teoria Cymbariewicza wyznaczania ciśnienia na obudowę szybu niewiele odbiega od teorii Protodiakonowa. Według tej teorii wielkość ciśnienia poziomego na obudowę szybu oblicza się wg wzoru:

$$p = \gamma \cdot H \cdot A_n, \quad (3.19)$$

gdzie:

γ – ciężar objętościowy skały, N/m^3 (kG/m^3),

H – pionowa głębokość położenia rozpatrywanego miejsca obudowy, m,

A_n – współczynnik poziomego rozpierania.

Ponieważ szyb przebija skały o różnych własnościach fizykomechanicznych, które wywierają odmienny wpływ na wielkość ciśnienia, Cymbariewicz zaleca obliczać ciśnienie na obudowę wg następującego wzoru:

$$p = \gamma_n \cdot \left(h_n + \frac{\gamma_1}{\gamma_n} \cdot h_1 + \frac{\gamma_2}{\gamma_n} \cdot h_2 + \dots + \frac{\gamma_{n-1}}{\gamma_n} \cdot h_{n-1} \right) \cdot A_n, \quad (3.20)$$

gdzie:

p – ciśnienie górotworu na obudowę w n -tej warstwie, MPa,

$\gamma_1 - \gamma_n$ – ciężar objętościowy n -tej warstwy, kN/m^3 (kg/m^3),

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

A_n – współczynnik poziomego rozpierania dla n -tej warstwy:

$$A_n = \left(\frac{90 - \varphi_n}{2} \right), \quad (3.21)$$

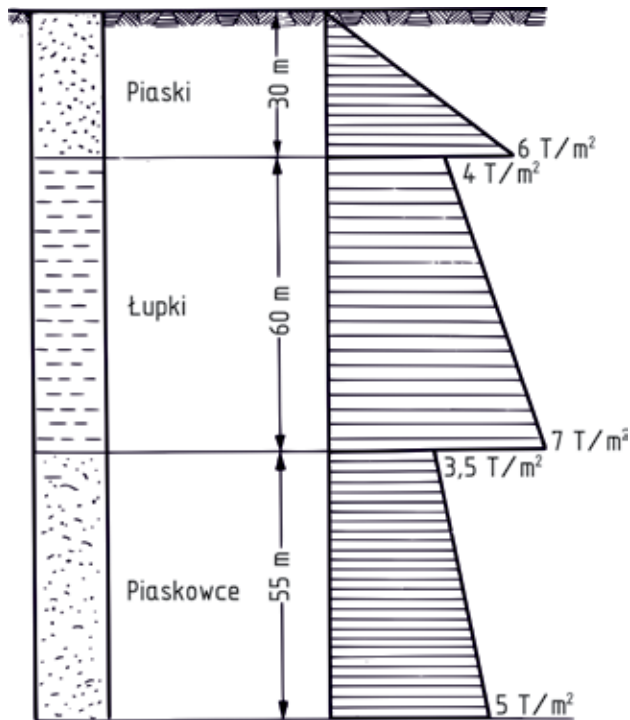
gdzie φ_n oznacza kąt tarcia wewnętrznego skał w n -tej warstwie.

Tabl. 3.45

W tablicy 3.45 podano wielkości współczynnika poziomego rozpierania A_n wg Cymbariewicza.

Ciśnienie oblicza się zarówno w stropie, jak i w spągu danej warstwy.

Wyniki obliczeń zestawia się w tablicach oraz ujmuje graficznie w formie wykresu (Rys. 3.7.)



Rys. 3.7. Wykres ciśnienia na obudowę szybu według Cymbariewicza.

W przedstawionych poprzednio wzorach nie uwzględnia się wzrostu ciśnienia bocznego w miarę zwiększenia się średnicy szybu. Zostało to uwzględnione przez Pawłowa,

który wprowadził do wzoru Cymbariewicza dodatkowe wyrażenie $\frac{\sqrt[3]{r_w + 1}}{2}$.

W związku z tym wzór Cymbariewicza przybiera postać:

$$p = A_n \cdot \gamma \cdot (h_n + h_o) \cdot \frac{\sqrt[3]{r_w + 1}}{2}, \quad (3.22)$$

gdzie:

r_w – wewnętrzny promień szybu lub długość dłuższego boku szybu o przekroju prostokątnym, m,

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

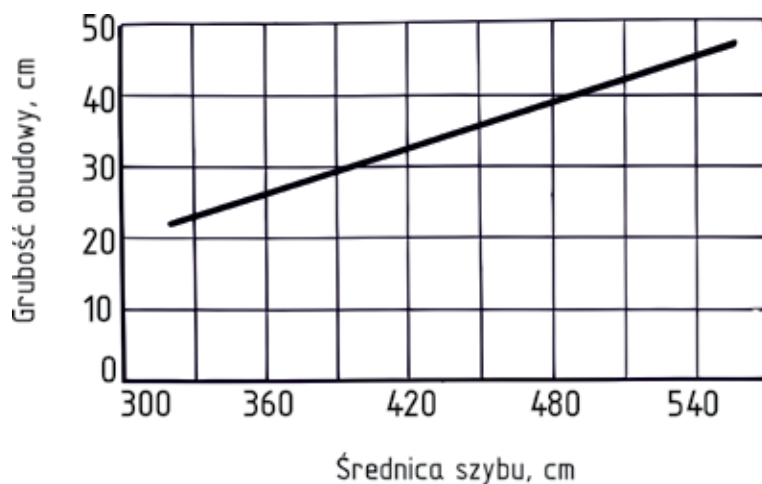
h_o – grubość jednorodnej zastępczej warstwy skalnej, m,

$$h_o = \frac{\gamma}{\gamma_n} \cdot h_1 + \frac{\gamma_2}{\gamma_n} \cdot h_2 + \dots + \frac{\gamma_{n-1}}{\gamma_n} \cdot h_n ,$$

pozostałe oznaczenia jak we wzorze (3.20).

Dla skał jednorodnych wzór na ciśnienie skał przybiera postać:

$$p = A_n \cdot \frac{\gamma \cdot H}{2} \cdot \sqrt[3]{r_w + 1} . \quad (3.23)$$



Rys. 3.8. Zależność grubości obudowy od średnicy szybu.

Wpływ średnicy szybu na grubość obudowy nie jest duży (Rys. 3.8). Przy średnicy 7,2 m wynosi on 2%.

3.3.1.2. Ciśnienie górotworu w skałach spoistych i zwięzłych

W skałach spoistych stosuje się do wyznaczania bocznego ciśnienia górotworu wzór Cymbariewicza z uwzględnieniem siły spójności (kohezji). Siła ta przeciwstawia się parciu bocznemu skał, przez co zmniejsza się ciśnienie boczne na obudowę szybu.

Wzór Cymbariewicza przybiera postać:

$$p_n = p_{zn} \cdot A_n - 2 - c_n \cdot \operatorname{tg}^2 \left(\frac{90 - \varphi_n}{2} \right), \quad (3.24)$$

gdzie:

p_n – ciśnienie boczne górotworu w n-tej warstwie, MPa (kG/cm²);

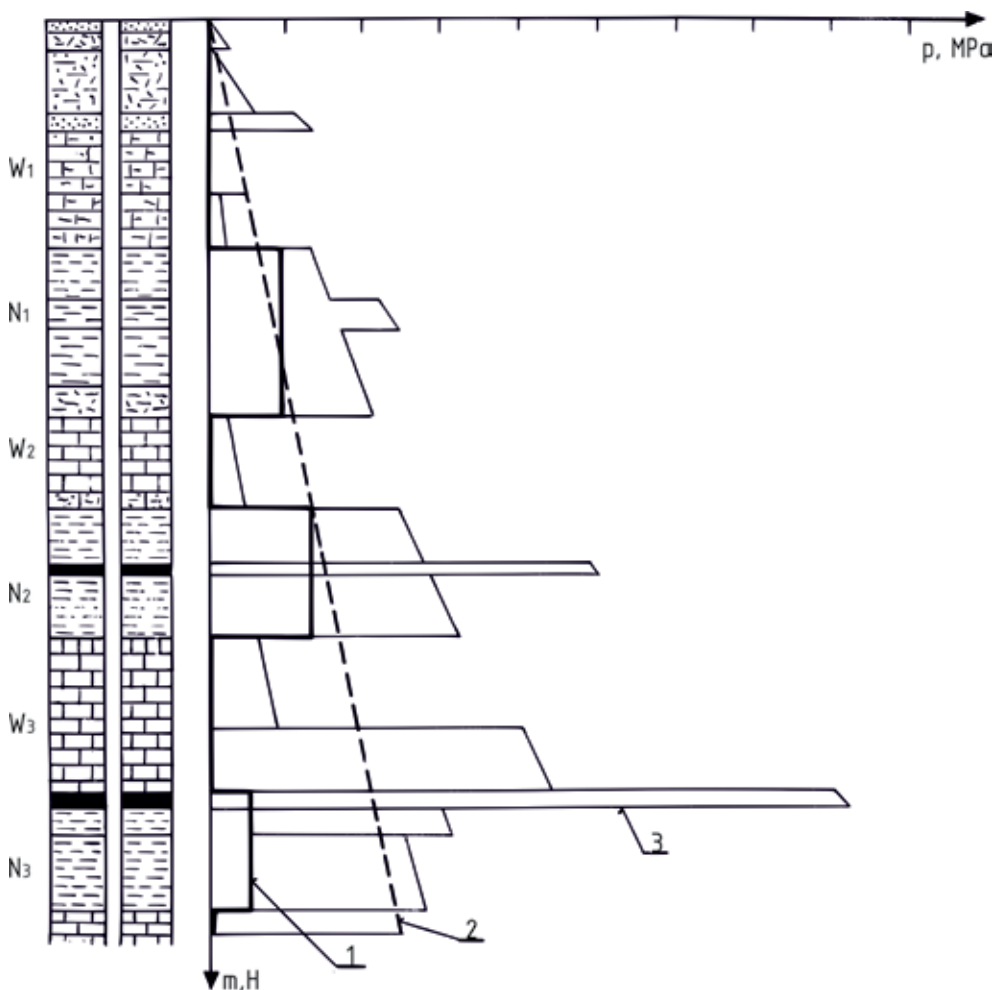
p_{zn} – ciśnienie pionowe górotworu na głębokości n-tej warstwy od powierzchni ziemi, MPa (kG/cm²):

$$p_{zn} = h_1 \cdot \gamma_1 + h_2 \cdot \gamma_2 + \dots + h_n \cdot \gamma_n,$$

A_n – współczynnik poziomego rozpierania dla n-tej warstwy;

c_n – spójność skały w n-tej warstwie, MPa (kG/cm²).

Praktycznie do obliczeń przyjmuje się wielkość spójności skały równą jej doraźnej wytrzymałości na rozciąganie R_t . Jeżeli jednak skały są zawilgocone, zawodnione lub wykazują spękanie powodujące obniżenie lub nawet zanik spójności, to siły spójności we wzorze Cymbariewicza nie uwzględnia się.



Rys. 3.9. Wykresy ciśnienia bocznego na obudowę szybu według:

1 – Galanki, 2- Protodiakonowa, 3- Cymbarwicz.

W_1, W_2, W_3 – warstwy wspornikowe,

N_1, N_2, N_3 – warstwy o niskiej wytrzymałości.

Wymienione poprzednio teorie znajdują uzasadnienie w warunkach skał luźnych lub skał zwięzłych szczelinowatych, które przyrównać można do skał luźnych. Inaczej przedstawiać się będą ciśnienia górotworu, gdy pomiędzy skałami luźnymi znajdą się sztywne warstwy skał mocnych. W tym przypadku rozkład ciśnienia górotworu nie będzie zgodny z poprzednio opisanymi teoriami Protodiakonowa lub Cymbarwicza. Sztywne warstwy skał spełniać będą wg Galanki (Rys. 3.9) zadanie

wsporników przenoszących obciążenia luźnych skał nadległych. Związek ten charakteryzuje zależność:

$$E \cdot I \geq 206 \cdot R_r \cdot h^3, \quad (3.25)$$

gdzie:

E – moduł sprężystości skały (dla skał przyjmuje się 100-krotną wartość wytrzymałości na ściskanie R_c), MPa (kG/cm^2),

I – moment bezwładności powierzchni przekroju warstwy skalnej, cm^4 ,

R_r – wytrzymałość skały na rozciąganie, kN/m^2 (kG/cm^2),

h – grubość warstwy skalnej, m.

Do warstw wspornikowych do głębokości 800 m zalicza się skały o wytrzymałości na rozciąganie $R_r \geq 1,5$ MPa i grubości $h \geq 10$ m, czyli $E \cdot I \geq 310\,000$ MPa.

W tym przypadku ciśnienie boczne na obudowę szybu, wywierane przez warstwy znajdujące się między silnymi warstwami wspornikowymi oblicza się, mnożąc ciężar warstw nadległych (lecz tylko do spągu najbliższej warstwy wspornikowej) przez współczynnik poziomego rozpięcia A_n ustalony dla warstwy najsłabszej, występującej w rozpatrywanym odcinku. Ciśnienie boczne warstw skalnych między wspornikami określa się przy uwzględnieniu zmniejszenia ciśnienia bocznego wskutek przejścia części tego ciśnienia przez cylinder skały (Rys. 3.10) w strefie podwyższonych naprężeń wokół szybu, a będących wynikiem działania sił spójności w zwięzłych skałach spoistych. Wyraża się to wg wzoru:

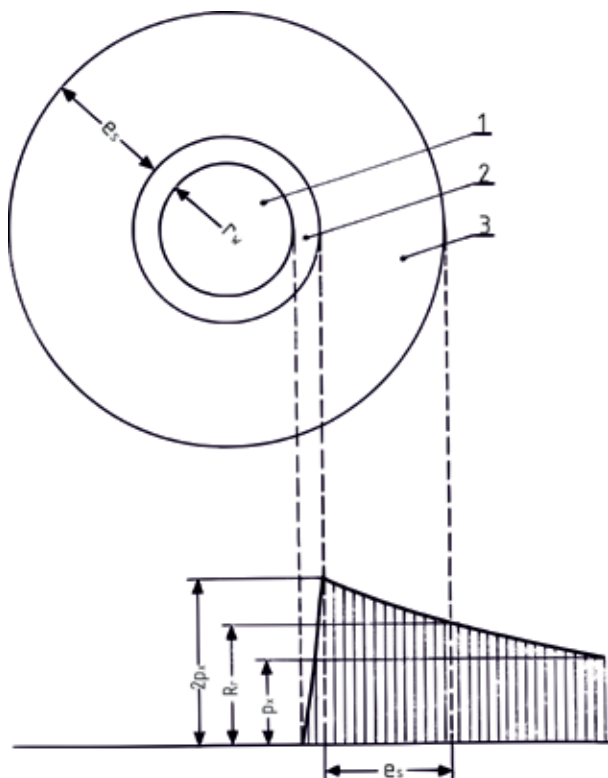
$$p_x = \left[\gamma_{sk} \cdot (h + h_1) \cdot \text{tg}^2 \left(\frac{90 - \varphi}{2} \right) \right] - \frac{R_r \cdot e_s - 2h_2}{r \cdot \pi \cdot h_1}, \quad (3.26)$$

a po przekształceniu:

$$p = \left[\gamma_{sk} \cdot (h + h_1) \cdot \text{tg}^2 \left(\frac{90 - \varphi}{2} \right) \right] - 2,5 \cdot f, \quad (3.27)$$

gdzie:

- γ_{sk} – ciężar objętościowy skały rozpatrywanej warstwy, N/m^3 ,
 h – grubość od stropu warstwy rozpatrywanej do spągu warstwy wspornikowej, m,
 h_1 – grubość warstwy rozpatrywanej,
 R_r – wytrzymałość doraźna skały na rozciąganie warstwy rozpatrywanej, MPa,
 r – promień szybu w wylomie, m,
 e_s – grubość cylindra skalnego przejmującego nadwyżkę ciśnienia bocznego, m
 (Rys. 3.10),
 f – wskaźnik zwięzłości rozpatrywanej warstwy wg Protodiakonowa; wynosi on $1/100 R_c$ (wytrzymałości na ściskanie),
 φ – kąt tarcia wewnętrznego, stopnie.



Rys. 3.10. Schemat rozkładu ciśnienia wokół szybu.

1 – szyb, 2 – strefa odprężonych skał wokół szybu, 3 – strefa podwyższonych naprężeń o grubości: $e_s = (1 + 2)r$; r_w – promień szybu w wylomie, p_x – ciśnienie boczne skał, R_r – wytrzymałość skał na rozrywanie.

Jeżeli z obliczenia wg wzoru 3.18 wynika wartość $p < 0$, oznacza to brak ciśnienia bocznego. Obudowa w zasadzie jest niepotrzebna, a daje się ją tylko ze względów technologicznych. Gdy na całej głębokości szybu istnieje kilka warstw wspornikowych, wtedy ciśnienie boczne należy liczyć dla każdego układu warstw oddzielnie.

W skałach zwięzłych należy również obliczyć głębokość krytyczną, w obrębie której teoretycznie nie jest wymagana obudowa, gdyż cylinder skalny, który tworzy strefę podwyższonych naprężeń obwodowych wokół szybu (Rys. 3.10), wystarczająco przeciwstawia się ciśnieniu bocznemu. To zmniejszenie ciśnienia bocznego na ściany szybu jest wynikiem korzystnych naprężeń powstających wskutek sił spójności (kohezji) w górotworze spoistym.

Głębokość krytyczną H_{kr} , w zasięgu której obudowa wymagana jest tylko ze względów izolacyjno-technologicznych (umocowanie belek zbrojenia szybowego), oblicza się wg wzoru:

$$H_{kr} = \frac{4 \cdot R_r}{\gamma} \cdot \operatorname{ctg} \left(\frac{90 - \varphi}{2} \right), \quad (3.28)$$

gdzie:

R_r – doraźna wytrzymałość skały na rozciąganie, MPa (T/m²),

γ – ciężar objętościowy skały, N/m³ (T/m³),

φ – kąt tarcia wewnętrznego (oporu), stopnie.

Występujące we wzorze wielkości R_r , γ i φ należy przyjmować dla warstwy najsłabszej pod względem wytrzymałościowym.

Dla uzyskania właściwej głębokości krytycznej wytrzymałość skał na rozciąganie R_r powinna być ustalona laboratoryjnie. Gdy nie można jej tak określić, należy obliczyć ją wg wzoru:

$$R_r = \frac{R_c}{25}, \quad (3.29)$$

gdzie R_c oznacza wytrzymałość skały na ściskanie, MPa (kG/cm²).

3.3.2. Ciśnienia górotworu zawodnionego

W przypadku górotworu zawodnionego zagadnienie ciśnienia na obudowę szybu jest bardzo skomplikowane. Dotychczas jednoznacznie nie określono żadnej z trzech możliwości:

- uwzględniania ciśnienia skał, a pomijania ciśnienia wody;
- uwzględniania zarówno ciśnienia skał, jak i wody w pełnej wartości (albo procentowo pomniejszonych);
- uwzględniania 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 przeciwstawianie się siłom dążącym do odkształcenia cząstek skał.

Na siły wewnętrzne składają się:

- siła tarcia wewnętrznego,
- siła spoistości międzycząsteczkowej,
- siła przyczepności wodno-koloidalnej.

Na siłę tarcia wewnętrznego składają się zjawiska towarzyszące ścinaniu warstwy skalnej przez siły zewnętrzne. Spośród równocześnie występujących zjawisk należy wyróżnić:

- tarcie właściwe występujące przy przesuwaniu jednej cząstki po drugiej,
- przewyciężenia zazębienia międzycząsteczkowego, wymagającego niejednokrotnie wznoszenia się ruchem poślizgowym ziarn niżej leżących ponad ziarna leżące wyżej,
- ruch obrotowy niektórych cząsteczek leżących między cząsteczkami, które ulegają wzajemnemu przesunięciu.

Siła spoistości międzycząsteczkowej (kohezja) powstaje wskutek dużego zbliżenia dwu cząstek i wystąpienia wzajemnego przyciągania, które ma charakter elektrojonowy. Siły wzajemnego przyciągania nadają spojeniu sztywność i sprężystość. Zniweczenie wzajemnego przyciągania powoduje trwałą deformację skały związaną najczęściej z powiększeniem jej objętości w układzie trójosiowym (dylatacja). Może to nastąpić przez miażdżenie skały lub przez bardzo duże jej rozwodnienie. Rozwodnienie powoduje pogrubienie warstwy wody błonkowej ok. 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 mających zdolność sklejaną się.

Ze względu 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 mineralnych błonek wody i wystąpienie sił elektrokinetycznych. Zwiększenie ilości wody powoduje pogrubienie błonek i osłabienie sił międzymolekularnych. Zmniejszenie ilości wody powoduje zjawisko odwrotne.

Odnosnie do ciśnień na obudowę szybową w zawodnionym górotworze ze skał spoistych i zwięzłych istnieje zgodność poglądów, że w przypadku obliczania obudowy wodoszczelnej ciśnienie boczne na obudowę szybu jest równe ciśnieniu wody obliczonemu wg wzoru:

$$p = \frac{\gamma_w \cdot H}{10}, \quad (3.30)$$

gdzie:

γ_w – ciężar objętościowy wody, N/m³ (kG/m³),

H – wysokość od rozpatrywanej głębokości do zwierciadła wody lub horyzontu hydrostatycznego, m.

Przy obudowie wodoprzenikliwej przyjmuje się odpowiednią do stopnia jej wodoprzenikliwości część ciśnienia (BN-83/0434-02).

W przypadku skał ciekłych, gdzie nie istnieje możliwość rozdzielenia zawiesiny na część stałą i płynną (typowe kurzawki – nieoddające wody), istnieje zgodność wyrażenia ciśnienia bocznego p_b na wodoszczelną obudowę szybu wg wzoru:

$$p_b = \frac{\gamma_l \cdot H}{10}, \quad (3.31)$$

gdzie:

γ_1 – ciężar objętościowy cieczy (kurzawki), przyjmuje się zwykle od 1,3 do 1,7, N/m³ (kG/m³),

H – wysokość od rozpatrywanej głębokości do zwierciadła cieczy, a przy wodach naporowych do zwierciadła piezometrycznego, m.

W przypadku luźnych i sypkich skał zawodnionych jak piaski, żwiry, konglomeraty, ility, łożupki zapiaszczone, gdzie woda występuje beznaporowo (swobodne zwierciadło wody), ciśnienie boczne oblicza się wg wzoru Protodiakonowa przy równoczesnym uwzględnieniu wyporności wody w odniesieniu do części stałych:

$$p_b = \gamma_m \cdot H \cdot \operatorname{tg}^2 \left(\frac{90 - \varphi_m}{2} \right), \quad (3.32)$$

gdzie:

H – wysokość od rozpatrywanej głębokości do zwierciadła cieczy, m.

φ_m – kąt tarcia wewnętrznego mieszaniny piasku i wody,

γ_m – ciężar objętościowy mieszaniny piasku z wodą, N/m³: $\gamma_m = (1 - n) \cdot \delta_k \cdot \delta_w \cdot e$,

przy czym:

δ_{sk} – ciężar właściwy skały, N/m³ (kG/m³),

δ_w – ciężar właściwy wody, N/m³ (kG/m³),

e – wskaźnik porowatości wyrażony w postaci ułamka dziesiętnego:

- dla piasków o równomiernym uziarnieniu $e = 0,25 \div 0,50$,
- dla piasków różnoziarnistych ze żwirem $e = 0,15 \div 0,30$.

Gdy współczynnik porowatości wyrażony jest w procentach, wówczas γ oblicza się wg wzoru:

$$\gamma_m = \frac{(100 - e) \cdot \delta_{sk} + \delta_w \cdot e}{100}. \quad (3.33)$$

Obliczanie obudowy na ciśnienie skał wg wzoru Cymbariewicza przy uwzględnieniu ciśnienia hydrostatycznego poszczególnych horyzontów wodnych oraz ci-

śnienia skał daje bardzo duże ciśnienie łączne i wymaga stosowania obudowy o znacznej wytrzymałości.

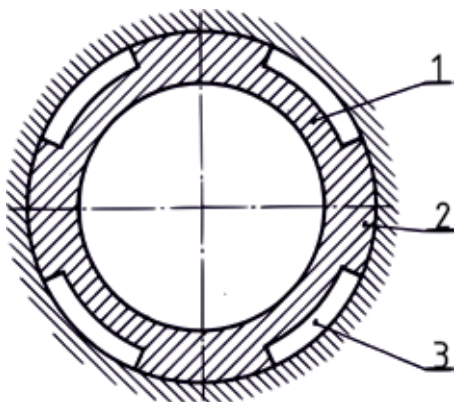
Zmniejszenia grubości obudowy można dokonać, przyjmując do obliczeń niepełną wodoszczelność obudowy i stosując tzw. drenażowe ujęcie wody. Woda z górotworu sprowadzana jest poprzez obudowę do ujęć drenażowych, skąd rurociągami zbiorczymi trafia do ogólnego systemu odwadniania kopalni. Może to odbywać się, gdy przyływ wody do szybu nie utrudnia jego normalnej pracy oraz gdy woda nie wprowadza części stałych (pyłów, piasków) lub też gdy nie rozpuszcza substancji złoży (np. sole, anhydryty). W tym przypadku do obliczenia ciśnienia na obudowę można w ogóle nie przyjmować ciśnienia wody, a tylko ciśnienie skał, albo przyjmować 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 głębinienia szybu luźny górotwór zostanie zacementowany przez cementację wyprzedzającą lub cementację uzupełniającą i nabierze cech górotworu spoistego. Zacementowany pierścień luźnej skały wokół szybu jako skała spoista przeciwstawiać się będzie naporowi luźnego górotworu i wody, współpracując z obudową szybu.

W skałach plastycznych zawodnionych duże znaczenie ma ściśle i dokładnie wykonywanie obudowy bez pozostawiania pustek poza nią, jak również odcinanie poszczególnych horyzontów wodnych, wykonując odpowiednich rozmiarów stopy szybowe.

Wzrost ciśnienia wskutek zawodnienia skał pierwotnie suchych następuje w czasie głębinienia bądź przez kontaktowe nawilgocenie skał w otwartych, nieobudowanych jeszcze ociosach, bądź też wskutek wierconych otworów badawczych w przodku szybu. Ma to miejsce przy pęczniących iłach, które powiększając znacznie swoją objętość, wywierają duże ciśnienie na obudowę i powodują pękanie (łuszczenie) obudowy lub w przypadku pęcznienia skał w przodku – wynoszenie dna szybu, połączone niekiedy z jego pękaniem. Te niedające się obliczyć ciśnienia górotworu należy eliminować przez odcinanie wszelkich dopływów wody do przodku, jego szybki postęp i wznoszenie obudowy, niedopuszczające do chłonięcia wilgoci przez skałę (również z powietrza).

W przypadkach tych niejednokrotnie dobre wyniki daje zastosowanie tzw. obudowy grzebieniastej (Rys. 3.11), tj. z pustkami (kieszeniami) poza obudową, zezwalającej na przemieszczanie się pęczniejących iłów w wolne przestrzenie poza obudową.



Rys. 3.11. Schemat grzebieniastej obudowy szybu.
1 – obudowa, 2 – grzebień, 3 – pustka.

Ciśnienie na obudowę szybu w skałach plastycznych (iły, gliny) zależy również od promienia R_p zasięgu strefy plastycznej – wg Salustowicza wynosi ono:

$$p = \frac{2}{c+1} \cdot \left[\frac{\gamma \cdot H}{c} + \frac{k_c}{c(c-1)} \right] \cdot \left(\frac{r}{R_p} \right)^{c-1} - \frac{k_c}{c-1}, \quad (3.34)$$

gdzie:

H – głębokość zalegania warstwy plastycznej, m,

r – promień szybu w wyłomie, cm, $c = \frac{1+\sin \varphi}{1-\sin \varphi}$, $\frac{1}{c} = A = \operatorname{tg}^2 \left(\frac{90-\varphi}{2} \right)$

k_c – wytrzymałość skały na ściskanie, Pa (kG/cm²),

γ – ciężar objętościowy skał, N/m³ (kG/m³).

Gdy warstwa plastyczna ma możliwość odkształcania się, wówczas R_p wzrasta, a p maleje i przy pewnym granicznym $R_p = 0$.

Dla wielkości pośrednich $r < R_p < 21r$ można obliczyć ciśnienie p wg wzoru Sałustowicza:

$$p = 42 \left(\frac{r}{R} \right) - 2, \quad (3.35)$$

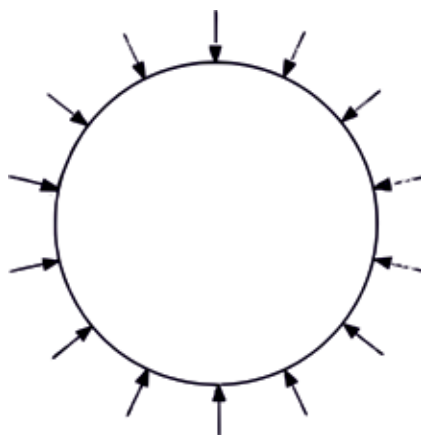
gdzie p wynosi od 4,0 do 0 MPa.

Oprócz wymienionych modeli obciążeń równomiernych na obudowę szybu powstało wiele nowych opracowań (Schulz–Grünow, Domke, Bals, Maduschka, Mohr, Oniszczenko, Jernow, Ruppieniejt, Bułyniew, Sałustowicz, Filcek, Dziunikowski), które na podstawie rozważań teoretycznych (lub uwzględniając pomiary „in situ”) podają różne modyfikacje przedstawionych poprzednio modeli obciążeń, szczególnie ze względu na zawodnienie górotworu i jego własności plastyczne. Warianty te uwzględniają również wpływ obudowy na górotwór oraz trójosiowy stan napięcia.

Ich stosowanie wymaga jednak znajomości bardzo trudnych do uzyskania parametrów geotechnicznych skał, dlatego zastosowanie wyników tych opracowań w praktyce jest problematyczne.

3.3.3. Ciśnienie nierównomierne górotworu na obudowę szybu

Omawiane poprzednio przypadki dotyczyły podstawowego równomiernego ciśnienia skierowanego do środka szybu (Rys. 3.12).



Rys. 3.12. Schemat równomiernego rozkładu ciśnienia wokół szybu.

W praktyce stwierdzono jednak, że występowały uszkodzenia obudowy szybowej charakterystyczne dla rur poddanych działaniu momentów gnących. Stąd też powstały schematy różnych postaci ciśnienia nierównomiernego górotworu na obudowę szybu.

Najstarszym z nich był układ statystycznie zrównoważony dwóch sił działających na dwie przeciwległe ściany szybu (Rys. 3.13a). Został on zarzucony jako nieodpowiedni. W roku 1909 Färber określił kształt ciśnienia nierównomiernego funkcją trygonometryczną (Rys. 3.13c):

$$p_a = p_{\max} \frac{\omega - 1}{\omega} \cdot \left(\frac{1}{\omega - 1} + \sin \varphi \right), \quad (3.36)$$

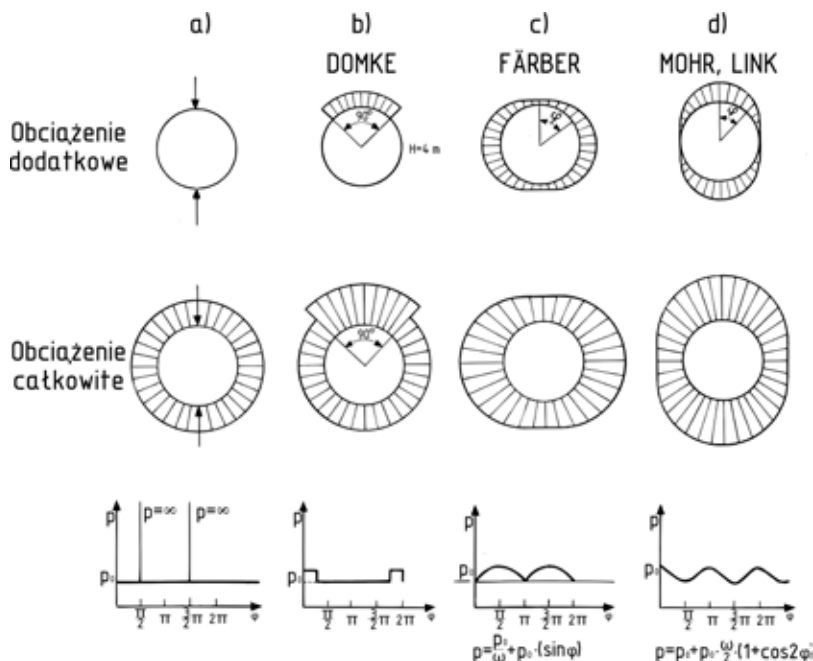
gdzie:

p_a – ciśnienie całkowite na obudowę szybu,

$p_{\max}$ – ciśnienie maksymalne,

ω – stopień nierównomierności,

φ – kąt tarcia wewnętrznej skał.



Rys. 13. Schemat obciążeń nierównomiernych obudowy szybu.

a – obciążenie punktowe, b – wg Domke, c – wg Färbers, d – wg Mohra.

Obecnie przez stopień nierównomierności rozumie się stosunek maksymalnego ciśnienia dodatkowego do ciśnienia równomiernego, natomiast w ZSRR utrzymywało się pierwotne określenie Färbera, gdzie stopień nierównomierności oznaczał stosunek maksymalnego ciśnienia całkowitego do ciśnienia równomiernego.

Obydwa określenia stopnia nierównomierności różnią się o wartość 1. W Niemczech wartość stopnia nierównomierności przyjmowana jest $\omega = 0,15$ dla małych głębokości i $\omega = 0,10$ dla dużych. W ZSRR stopień nierównomierności (w znaczeniu Färbera) przyjmowano jako $\omega = 1,1-1,5$ (tzn. $0,1-0,5$ w znaczeniu niemieckim i polskim). W Polsce Sterkowicz podaje wartość stopnia nierównomierności zgodnie z wykładnią Mohra $\omega = 0,10$ i $0,05$.

Domke w swojej analizie matematycznej udowodnił, że obciążenie $\frac{1}{4}$ obwodu, przekroju poprzecznego szybu (Rys. 3.13b) na wysokości 4 m jest najbardziej niekorzystnym przypadkiem obciążenia jednostronnego równomiernie rozłożonego na części obwodu szybu.

Schulz-Grünow użył również tego rodzaju obciążenia, wprowadzając po przeciwnej stronie przekroju obudowy symetryczną reakcję górotworu.

Mohr i Link przyjęli umownie do teoretycznych rozważań, że zmienne ciśnienie górotworu przebiega symetrycznie wg założonego schematu (Rys. 3.13d). Ciśnienie to zmienia się od 0 przy kącie $\pi/2$ poprzez maksimum przy kącie π do 0 przy kącie $3\pi/2$ i analogicznie symetrycznie na drugim półkolu obudowy szybowej.

Przedstawioną zmianę dodatkowego ciśnienia p_1 przyjęto wg funkcji cosinusowej podwójnego kąta:

$$p = p_0 + p_1 \cdot (1 + \cos 2\varphi) \quad (3.37)$$

Całkowite ciśnienie na obudowę szybu p jest równe sumie jednostajnego ciśnienia p_0 i dodatkowego ciśnienia zmiennego p_1 lub:

$$p = p_0 + p_0 \cdot \frac{\omega}{2} \cdot (1 + \cos 2\varphi) \quad (3.38)$$

gdzie $\omega = \frac{2p_1}{p_0}$ i oznacza stopień nierównomierności, gdyż ciśnienie to jest naj-

większe dla $\cos 2\varphi = 1$ i wynosi $p_{1\max} = 2p_1$.

Wielkość stopnia nierównomierności (współczynnika zmienności) ω dla różnych warunków hydrogeologicznych przyjmuje się od 0,05 do 0,1 (tj. 5 do 10%) jednostajnego obciążenia radialnego (**Tabl. 3.46**).

Tabl. 3.46

Oprócz wymienionych sformułowań odnośnie do kształtu i wielkości obciążenia nierównomiernego na obudowę szybu istnieje wiele innych opracowań, jak np. Bal-sa i A.M. Kozjeta.

3.3.4. Wyznaczanie obciążenia normowego i obliczeniowego

W Polsce w roku 1984 została ustanowiona norma BN-83/0434-02, w której określono zasady obliczania obciążeń obudowy szybów górniczych dla kopalń węgla kamiennego, rud metali i innych kopalin użytecznych. W normie tej nie uwzględniono obciążeń wynikających z eksploatacji złoże oraz obciążeń głowic szybowych.

Obciążenie normowe obudowy szybu na głębokości H – to obciążenie przekroju poziomego szybu (na głębokości H) rozłożone równomiernie na obwodzie, a równoważne działaniu średniej wartości obciążenia w tym przekroju obudowy w przeciętnych warunkach. Obciążenie to jest obliczane przy założeniu charakterystycznych wartości parametrów geotechnicznych i obciążeń normowych stałych, jak np. ciężaru własnego.

Obciążenie obliczeniowe obudowy szybu – to obciążenie obudowy szybu o wartości nie korzystniejszej ze względu na bezpieczeństwo konstrukcji od obciążenia normowego (charakterystycznego), równe iloczynowi współczynnika obciążenia i obciążenia wyznaczonego przy założeniu obliczonych (charakterystycznych) wartości parametrów geotechnicznych oraz obciążeń normowych (charakterystycznych) stałych, np. ciężar własny.

Naprężenie pionowe pierwotne w górotworze niezawodnionym σ_{z1} (w szkielecie mineralnym górotworu) w spągu j -tej warstwy należy obliczać wg wzoru:

$$\sigma_{zi} = \gamma_{ni}^{(n)} \cdot h_1 + \gamma_{nz}^{(n)} \cdot h_2 + \dots + \gamma_{nj}^{(n)} \cdot h_j, \quad (3.39)$$

gdzie:

$\gamma_{ni}^{(n)}$ – charakterystyczna wartość naturalnego ciężaru objętościowego skały w i-tej warstwie, MN/m³,

γ_{hi} – grubość i-tej warstwy górotworu ($i = 1, 2, 3 \dots j$).

Napężenie pierwotne pionowe w górotworze zawodnionym σ_{zi} w warstwie będącej zbiornikiem wodnym stanowiącym poziom wodonośny o ciśnieniu piezometrycznym w stropie poziomu wodonośnego odpowiadającym wysokości słupa wody H_w oblicza się wg wzoru:

$$\sigma_{zi}' = \gamma_i^{*(n)} \cdot h_1 + \gamma_2^{*(n)} \cdot h_2 + \dots + \gamma_j^{*(n)} \cdot h_j - \gamma_w \cdot H_w,$$

przy czym $\gamma_i^{*(n)}$ ($i = 1, 2 \dots j$) należy obliczać wg następujących wzorów:
w skałach zalegających nad danym poziomem wodonośnym:

$$\gamma_i^{*(n)} = \gamma_{ni}^{(n)}, \quad (3.40)$$

w skałach zalegających w danym poziomie wodonośnym:

$$\gamma_i^{*(n)} = (\gamma_{si}^n - \sigma_w) (1 - n_i), \quad (3.41)$$

gdzie:

$\gamma_{si}^{(n)}$ – charakterystyczna wartość ciężaru właściwego szkieletu gruntowego skały w i-tej warstwie, N/m³,

σ_w – ciężar właściwy wody (można przyjmować $\sigma_w = 0,010$ MN/m³), N/m³.

Głębokość krytyczną (H_{kr}), tj. tę głębokość, poniżej której dana warstwa górotworu obciąża obudowę szybu, oblicza się wg następujących wzorów:

dla skał litych (zwięzłych, grunt skalisty wg PN-74/B-02480):

$$H_{kr} = \frac{k_k \cdot R_{cs}^{(n)}}{k_p \cdot \gamma_{sr}^{(n)}}, \quad (3.42)$$

gdzie:

k_k – współczynnik strukturalnego osłabienia skał w górotworze dla warstwy o grubości $< 0,8$ m, $k_k = 0,3$; od $0,8$ do $1,3$ m, $k_k = 0,7$; $> 1,3$ m, $k_k = 1,0$; w przypadku skał bardzo spękanych wg PN-74/B-02480 podane poprzednio wartości należy zmniejszyć o 50%, w strefach starych zrobów i zaburzeń tektonicznych należy przyjmować $k_k = 0$;

$R_{cs}^{(n)}$ – charakterystyczna wartość wytrzymałości na ściskanie skały wg BN-83/0410-83;

$\gamma_{sr}^{(n)}$ – charakterystyczna wartość średniego naturalnego ciężaru objętościowego skał nadległych, N/m^3 ;

k_k – współczynnik koncentracji naprężeń w górotworze:

dla skał luźnych (grunt nieskalisty wg PN-74/B-02480):

$$H_{kr} = \frac{2k_k \cdot c^{(n)} \cdot \operatorname{tg} \left(45^\circ + \frac{0,9 \phi^{(n)}}{2} \right)}{\gamma_{sr}^{(n)}} n_v, \quad (3.43)$$

gdzie:

k_k – współczynnik strukturalnego osłabienia skał w górotworze;

$c^{(n)}$ – charakterystyczna wartość efektywnej spójności skały wg BN-83/0410-03,

Pa;

$\phi^{(n)}$ – charakterystyczna wartość efektywnego kąta tarcia wewnętrznego skały

wg BN-83/0410-03, stopnie, $\gamma_{sr}^{(n)}$ – charakterystyczna wartość średniego naturalnego ciężaru objętościowego skał nadległych, N/m^3 ;

n_v – współczynnik liczbowy (wg BN-83/0410-03), który przy współczynniku Poissona $v \leq 1/3$ wynosi $n_v = 1,0$, a przy współczynniku Poissona $v \geq 1/3$ wynosi $n_v = \frac{1-v}{2v}$.

Wartość współczynnika Poissona skał luźnych dobiera się zgodnie z normą PN-81/B-03020.

Charakterystyczną wartością średniego ciężaru objętościowego skał nadległych należy obliczać wg wzoru:

$$\gamma_{sr}^{(n)} = \frac{\gamma_{n1}^{(n)} \cdot h_1 + \gamma_{n2}^{(n)} \cdot h_2 + \dots + \gamma_{nj}^{(n)} \cdot h_j}{h_1 + h_2 + \dots + h_j} \quad (3.44)$$

Podany we wzorze (3.31) współczynnik koncentracji naprężeń w górotworze k_p z uwagi na nierównomierność obciążeń określa się wg wzoru:

$$k_p = k_{p1} \times k_{p2} \times k_{p3}.$$

Wartość k_{p1} należy przyjmować w przypadku:

- głębinienia szybu przy zastosowaniu materiałów wybuchowych $k_{p1} = 3,0$,
- urabiania ociosów szybu kombajnami (nie dotyczy szybów wierconych z użyciem płuczki wiertniczej) $k_{p1} = 2,0$.

Wartość k_{p2} należy przyjmować:

- dla rozpatrywanych przekrojów szybu w odległości mniejszej niż $2D$ od stropu najbliższego wlotu $k_{p2} = 1,5$,
- dla pozostałych odcinków $k_{p2} = 1,0$.

Wartość k_{p3} należy przyjmować w przypadku warstw skał słabych (o łącznej grubości h do $1,5$ i zalegających między dwoma warstwami położonymi na głębokości mniejszej od krytycznej ($H < H_{kr}$)), w zależności od stosunku grubości warstw h do średnicy nominalnej szybu D wg tablicy 3.47.

Tabl. 3.47

Głębokość graniczną – H_{gr} w skałach litych, tj, głębokość, poniżej której obciążenie obudowy szybu ze strony danej warstwy geologicznej górotworu nie rośnie wraz ze wzrostem głębokości, oblicza się wg wzoru:

$$H_{gr} = H_{kr} + 70 \operatorname{tg} \left(45^\circ + \frac{\phi^{(r)}}{2} \right), \quad (3.45)$$

gdzie:

$\phi^{(r)}$ – oznacza obliczeniową wartość efektywnego kąta tarcia wewnętrznego skały wg BN-83/0410-03,

przy czym:

$$\phi^{(r)} = \gamma_m \times \phi^{(n)},$$

γ_m – wartość współczynnika materiałowego; należy przyjmować $\gamma_m = 0,8$,

$\phi^{(n)}$ – charakterystyczna wartość efektywnego kąta tarcia wewnętrznego, obliczana zgodnie z normą BN-83/0410-03.

W skałach luźnych głębokości granicznej nie oblicza się, przyjmując, że skała znajduje się powyżej głębokości granicznej, czyli:

$$H < H_{gr}.$$

Obciążenie normowe P_N obudowy szybów w skałach niezawodnionych wyznacza się wg następujących wzorów:

dla skał zalegających powyżej głębokości krytycznej ($H < H_{kr}$):

$$P_N = 0, \quad (3.46)$$

dla skał zalegających poniżej głębokości krytycznej:

$$P_N = \sigma_{zr} \cdot \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\phi}{2} \right), \quad (3.47)$$

gdzie: $\phi = \arctg \frac{R_{cs}^{(n)}}{10}$,

gdzie $R_{cs}^{(n)}$ oznacza charakterystyczną wartość wytrzymałości skały na rozciąganie wg BN-83/0410-03, Pa;

szkic

a) w przypadku, gdy zachodzi nierówność:

$$\phi'^{(n)} \geq \arctg \frac{R_{cs}^{(n)}}{10},$$

obciążenie normowe można obliczać wg wzoru:

$$P_N = \gamma_{sr}^{(n)} \cdot (H - H_{kr}) \cdot \tg^2 \left(45^\circ - \frac{\phi'^{(n)}}{2} \right); \quad (3.48)$$

b) W przypadku, gdy są spełnione trzy następujące warunki:

- odcinek szybu jest położony poniżej głębokości krytycznej ($H > H_{gr}$);
- część profilu górotworu, w którym jest projektowany odcinek szybu, jest zaliczona do I lub II stopnia zagrożenia wodnego;
- stosunek wytrzymałości na ściskanie do wytrzymałości na rozciąganie spełnia warunek:

$$\frac{R_{cs}^{(n)}}{R_{rs}^{(n)}} > \left[\frac{1 - \nu}{1 + \nu} \right]^2 \quad \text{dla } \nu \leq \frac{1}{3},$$

$$\frac{R_{cs}^{(n)}}{R_{rs}^{(n)}} > \left[\frac{2}{1 + \nu} \right]^2 \quad \text{dla } \nu \geq \frac{1}{3},$$

gdzie:

$R_{rs}^{(n)}$ – charakterystyczna wartość wytrzymałości na rozciąganie skały wg BN-83/0410-03, MPa,

$R_{cs}^{(n)}$ – charakterystyczna wartość wytrzymałości na ściskanie skały wg BN-83/0410-03, MPa,

ν – współczynnik Poissona.

Obciążenie normowe można obliczać wg wzoru:

$$P_N = 70 \cdot \gamma_{sr}^n \cdot \operatorname{tg} \left(45^\circ + \frac{\phi^{(n)}}{2} \right). \quad (3.49)$$

Sprawdzanie wg wymienionych wzorów w pokładach węgla nie obowiązuje.

Obciążenie normowe P_N^z obudowy szybów w skałach zawodnionych oblicza się wg wzoru:

$$P_N^z = P_N^s + P_N^w, \quad (3.50)$$

gdzie:

P_N^s – obciążenie normowe (charakterystyczne) obudowy w skałach zawodnionych pochodzące od nacisku górotworu, MPa;

P_N^w – obciążenie normowe (charakterystyczne) obudowy szybu w skałach zawodnionych pochodzące od ciśnienia hydrostatycznego lub piezometrycznego wody, MPa,

przy czym:

$$P_N^w = \gamma_w \cdot h_w, \quad (3.51)$$

gdzie:

γ_w – ciężar objętościowy wody,

h_w – wysokość słupa wody.

P_N^s – należy obliczać wg następujących wzorów:

1) dla skał zalegających powyżej głębokości krytycznej ($H < H_{kr}$):

$$P_N^s = 0, \quad (3.52)$$

2) dla skał zalegających poniżej głębokości krytycznej ($H > H_{kr}$):

$$P_N^s = \sigma'_{z_l} \cdot \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right), \quad (3.53)$$

gdzie $\varphi = \operatorname{arctg} \frac{R_{cs}^{(n)}}{10}$, a σ'_{z_l} oznacza naprężenie pionowe.

W przypadku, gdy zachodzi nierówność:

$$\phi'^{(n)} \geq \operatorname{arctg} \frac{R_s^{(n)}}{10},$$

obciążenie P_N^s można obliczać wg wzoru:

$$P_N^s = (\sigma'_{z_l} - \gamma_{sr}^{(n)} \cdot H_{kr}) \cdot \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\phi'^{(n)}}{2} \right). \quad (3.54)$$

W przypadku, gdy skała lita wykazuje odporność na działanie wody (?) A wg skali Skutty oraz spełnione są poprzednie trzy warunki obciążenia normowego w skałach niezawodnionych, można stosować wzór:

$$P_N^s = 70 \cdot \gamma_{sr}^{(n)} \cdot \operatorname{tg} \left(45^\circ - \frac{\phi'^{(n)}}{2} \right). \quad (3.55)$$

W przypadku występowania kurzawek dopuszcza się obliczanie obciążenia normowego wg wzoru:

$$P_N^z = \gamma_{nk}^{(n)} \cdot H, \quad (3.56)$$

gdzie:

$$\gamma_{nk}^{(n)} = 0,0127 \div 0,0147 \text{ MN/m}^3.$$

Obciążenie obliczeniowe szybów

Obciążenie obliczeniowe w skałach niezawodnionych wyznacza się wg wzorów:

1) dla skał zalegających powyżej głębokości krytycznej ($H < H_{kr}$):

$$P = P_N = 0, \quad (3.57)$$

2) dla skał zalegających poniżej głębokości krytycznej ($H > H_{kr}$):

$$P = n_{ob} \cdot \sigma_{zy} \cdot \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right), \quad (3.58)$$

$$\varphi = \operatorname{arctg} \frac{R_{cs}^{(n)}}{10},$$

gdzie:

$R_{cs}^{(n)}$ – charakterystyczna wartość wytrzymałości na rozciąganie skały, MPa,

n_{ob} – współczynnik obciążenia,

σ_{zy} – naprężenie pionowe.

W przypadku spełnienia warunków na obciążenie normowe szybów w skałach niezawodnionych dla $\varphi'^{(n)} > \operatorname{arctg} \frac{R_{cs}^{(n)}}{10}$, obciążenie obliczeniowe wyznacza się wg wzoru:

$$P = n_{ob} \cdot \gamma_{sr}^{(n)} \cdot (H - H_{kr}) \cdot \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\phi'^{(n)}}{2} \right). \quad (3.59)$$

W przypadku, gdy spełnione są warunki na obciążenie normowe szybów w skałach niezawodnionych, obciążenie obliczeniowe wyznacza się wg wzoru:

$$P = n_{ob} \cdot 70 \cdot \gamma_{sr}^{(n)} \cdot \operatorname{tg} \left(45^\circ - \frac{\phi^{(r)}}{2} \right), \quad (3.60)$$

gdzie $\phi^{(r)}$ oznacza obliczeniową wartość efektywnego kąta tarcia wewnętrznego skały wg BN-83/0410-03; $\phi^{(r)} = \gamma_m \cdot \phi^{(n)}$.

Wartość współczynnika obciążenia n_{ob} określa się wg wzoru:

$$n_{ob} = n_{obl} \cdot n_{ob2} \cdot n_{ob3}. \quad (3.61)$$

Wartości współczynników n_{obl} – n_{ob3} należy przyjmować następująco:

- $n_{ob1} = 1,50$ W przypadku, gdy przekrój szybu znajduje się w odległości niniejszej niż $2 D$ od stropu najbliższego wlotu lub w odległości mniejszej niż D od spągu najbliższego wlotu,
- $n_{ob2} = 1,00$ w przypadku przeciwnym, tzn. gdy przekrój szybu znajduje się poza wymienionym poprzednio odcinkiem szybu,
- $n_{ob2} = 1,00$ dla kąta upadu warstwy mniejszego niż 30° ,
- $n_{ob2} = 1,25$ dla kąta upadu warstwy nie mniejszego niż 30° : $n_{ob3} = \frac{\sqrt[3]{D+1}}{2}$.

W przypadku, gdy przekrój szybu znajduje się w skałach nie należących do gruntów skalistych (wg PN-74/B-02480) lub gruntów nie skalistych mineralnych, drobnoziarnistych spoistych (z wyłączeniem małospoistych wg PN-74/B-02480) należy przyjmować:

$$n_{ob} = n_{ob2} \cdot$$

Obciążenie obliczeniowe w skałach zawodnionych oblicza się wg wzoru:

$$P = P^s + P^w, (3.62)$$

gdzie:

P^w oznacza obciążenie obliczeniowe obudowy szybu w skałach zawodnionych pochodzące od ciśnienia wody, MPa:

$$P = P^s + P^w,$$

przy czym:

n_{pw} – współczynnik obciążenia dla ciśnienia wody,

P_N^w – obciążenie normowe (charakterystyczne) obudowy szybu w skałach zawodnionych pochodzące od ciśnienia hydrostatycznego lub piezometrycznego wody, Pa.

Obciążenie obliczeniowe obudowy szybu w skałach zawodnionych pochodzące od nacisku górotworu P^s należy obliczać wg następujących wzorów:

1) dla skał zalegających powyżej głębokości krytycznej ($H < H_{kr}$):

$$P^s = 0, \quad (3.63)$$

2) dla skał zalegających poniżej głębokości krytycznej:

$$P^s = n \cdot \sigma'_{z\gamma} \cdot \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right). \quad (3.64)$$

W przypadku, gdy spełnione są warunki wg wzoru (3.38) na obciążenie normowe obudowy szybów w skałach niezawodnionych, obciążenie P^s oblicza się wg wzoru:

$$P^s = n \cdot (\sigma'_{z\gamma} - \gamma_{sr}^{(n)} \cdot H_{kr}) \cdot \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\phi^{(n)}}{2} \right). \quad (3.65)$$

W przypadku, gdy spełnione są warunki określone wg wzoru (3.43) na obciążenie normowe obudowy szybów w skałach zawodnionych, można stosować wzór:

$$P^s = n \cdot 70 \cdot \gamma_{sr}^{(n)} \cdot \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\phi^{(r)}}{2} \right), \quad (3.66)$$

przy czym $\phi^{(r)}$ należy obliczać wg wzoru (3.34a).

Dla $H \geq 800$ m wartości otrzymane ze wzoru (3.66) należy powiększyć o 10%.

Wartości współczynnika obciążenia ze strony górotworu należy przyjmować zgodnie z obciążeniami obliczeniowymi w skałach niezawodnionych.

Wartości współczynnika obciążenia dla ciśnienia wody n_{pw} należy przyjmować następująco:

- w przypadku całkowitego uszczelnienia górotworu i zamknięcia poziomu wodonośnego $n_{pw} = 0,1$;
- w przypadku ujęcia wody lub pełnego drenażu poziomu wodonośnego $n_{pw} = 0,1$ do $0,2$;

- w przypadku stosowania obudowy betonowej w warstwach wodonośnych o współczynniku filtracji nie większym od współczynnika filtracji obudowy $n_{pw} = 0,2$;
- w przypadku niekontrolowanego rozmrażania szybu glębionego metodą zamrażania górotworu $n_{pw} = 1,1$;
- w pozostałych przypadkach $n_{pw} = 1,0$.

W przypadku skał kurzawkowych dopuszcza się obliczanie obciążenia obliczeniowego wg wzoru:

$$p = \gamma_{nk}^{(n)} \cdot H, \quad (3.67)$$

gdzie:

$$\gamma_{nk}^{(n)} = 0,0127 \text{ do } 0,0147 \text{ MN/m}^3.$$

Obciążenie obliczeniowe obudowy szybu glębionego metodą zamrażania górotworu określa się wg wzoru:

$$P' = P \cdot \frac{r_z + d_m}{r_z} - 0,9 R_{\epsilon}^{(n)} \cdot \frac{d_m}{r_z}, \quad (3.68)$$

gdzie:

r_z – zewnętrzny promień obudowy wstępnej, m,

d_m – grubość płaszcza mroźniowego wokół szybu, m,

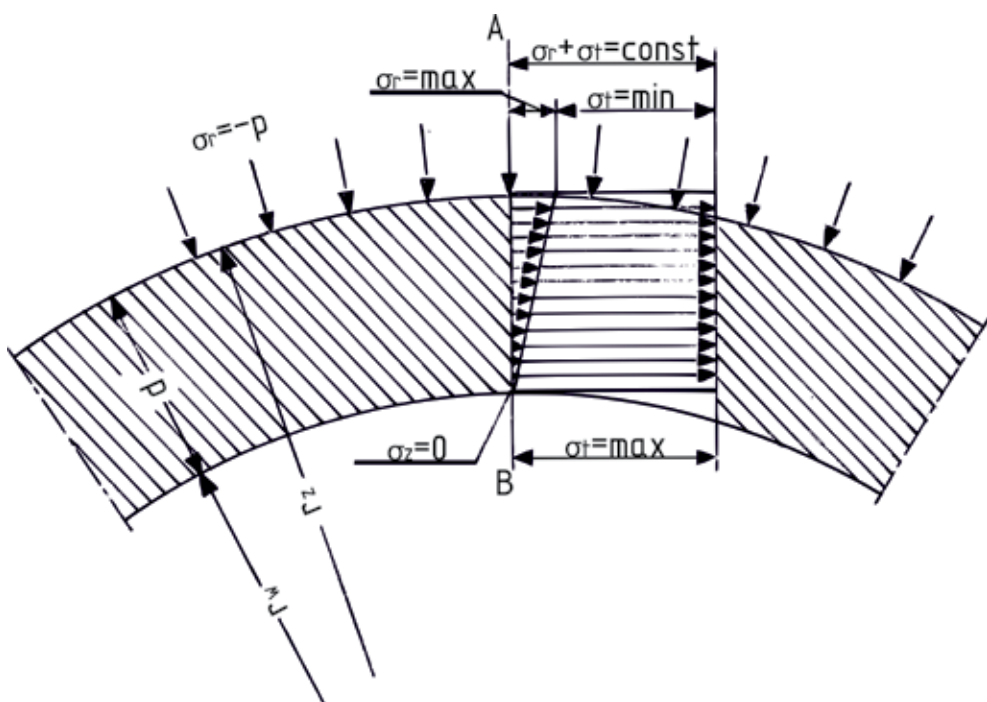
$R_{\epsilon}^{(n)}$ – charakterystyczna wartość wytrzymałości na ściskanie zamrożonego górotworu po czasie t od przyłożenia obciążenia; w zależności od wykonywania obudowy ostatecznej krótkimi lub długimi odcinkami, należy przyjąć odpowiednio $t = 48 \text{ h}$ oraz $t = 30 \text{ d} = 720 \text{ h}$.

Obciążenie obliczeniowe szybów pochodzące od ciężaru wyposażenia należy wyznaczać zgodnie z PN-82/B-02000, PN-82/B-02001 i PN-82/B-02003.

Obciążenie obliczeniowe obudowy szybów przenoszone przez zbrojenie szybu należy wyznaczyć zgodnie z BN-76/0436-01 z uwzględnieniem współczynnika dynamicznego wg PN-82/B-02003.

3.4. Sposoby obliczania obudowy szybowej

Ze względu na trudności ustalenia rzeczywistych obciążeń jednostajnych i zmiennych co do wielkości i kierunku, obliczenia wytrzymałościowe obudowy szybowej nie są tak dokładne jak np. w budownictwie naziemnym.



Rys. 3.14. Rozkład naprężeń radialnych i obwodowych powstających w przekroju A-B murowej obudowy szybowej pod działaniem jednostajnego ciśnienia górotworu.

Wskutek działania sił zewnętrznych na obudowę szybu, a zwłaszcza poziomego parcia górotworu, siły tarcia między obudową a górotworem, ciężaru własnego obudowy wraz ze zbrojeniem szybu, powstaje w obudowie trójosiowy stan napięcia, na który składają się (Rys. 3.14):

- naprężenia ściskające radialne σ_r działające wzdłuż promienia szybu,

- naprężenia obwodowe σ_t działające w kierunku prostopadłym do naprężeń radialnych,
- naprężenia podłużne σ_l o kierunku równoległym do osi szybu.

Na podstawie wzorów Lamé’a i Hubera, przy uwzględnieniu tylko zewnętrznego ciśnienia górotworu na obudowę $p_z = p$ i przy przyjęciu ciśnienia wewnętrznego $p_w = 0$, wielkość wspomnianych naprężeń jest równa:

$$\sigma_r = \frac{r_z^2 \cdot p}{r_z^2 - r_w^2} \left(1 - \frac{r_w^2}{x^2} \right), \text{ MPa}, \quad (3.69)$$

$$\sigma_t = \frac{r_z^2 \cdot p}{r_z^2 - r_w^2} \left(1 + \frac{r_w^2}{x^2} \right), \text{ MPa}, \quad (3.70)$$

$$\sigma_l = \frac{r_z^2}{r_z^2 - r_w^2} \cdot p, \text{ MPa}, \quad (3.71)$$

gdzie:

p – wewnętrzne radialne ciśnienia górotworu, MPa,

x – odległość rozpatrywanego przekroju obudowy od krawędzi wewnętrznej, cm,

r_w – wewnętrzny promień obudowy, cm,

r_z – zewnętrzny promień obudowy, cm,

przy czym: $r_z = r_w + d$; gdzie d oznacza grubość obudowy, cm.

Naprężenia radialne σ_r są największe na zewnętrznej powierzchni obudowy (a więc dla $x = r_z$) i wynoszą wówczas $\sigma_{r \max} = -p$, natomiast na wewnętrznej powierzchni obudowy $\sigma_r = 0$.

Naprężenia obwodowe σ_t są znacznie większe od radialnych (kilkanaście lub kilkadziesiąt razy). Największą wartość osiągają na wewnętrznej powierzchni obudowy i wynoszą wówczas:

$$\sigma_{t \max} = -2 \frac{r_z^2}{r_z^2 - r_w^2} \cdot p \quad (3.72)$$

Pomiędzy naprężeniami radialnymi σ_r a obwodowymi σ_t zachodzi zależność:

$$\sigma_r + \sigma_t = -\frac{2 \cdot r_z^2 \cdot p}{r_z^2 - r_w^2} = \text{const} \quad (3.73)$$

a zatem suma naprężeń radialnych i obwodowych dla dowolnego przekroju obudowy jest wielkością stałą.

Naprężenie zredukowane służące do obliczenia obudowy (wg Hubera) wynosi:

$$\sigma_{\text{red}} = \sqrt{\sigma_r^2 + \sigma_t^2 + \sigma_l^2 - \sigma_r \cdot \sigma_t - \sigma_t \cdot \sigma_l - \sigma_l \cdot \sigma_r} \quad (3.74)$$

skąd po podstawieniu wyrażeń za σ_r , σ_t , σ_l otrzymuje się:

$$\sigma_{\text{red}} = \sqrt{3 \left[\frac{r_w^2 \cdot r_z^2 \cdot p}{(r_z^2 - r_w^2) \cdot x^2} \right]^2} \quad (3.75)$$

Stan napięcia obudowy szybowej jest charakteryzowany przez trzy naprężenia normalne i trzy naprężenia styczne. Przy ciśnieniu równomiernym naprężenia styczne są równe zeru, a naprężenia normalne stają się naprężeniami głównymi. Wszystkie naprężenia są ściskające (ujemne). Grubość obudowy powinna być tak dobrana, aby występujące największe naprężenie zredukowane było mniejsze od naprężenia dopuszczalnego dla danego materiału obudowy.

W niniejszej pracy starano się przedstawić zarówno dotychczas stosowaną metodę obliczania naprężeń dopuszczalnych (ND), polegającą na operowaniu centralnym współczynnikiem bezpieczeństwa, którego wartość obejmuje łącznie spodziewane odchyłki losowe wszystkich parametrów przedstawiających dany model obciążenia konstrukcji obudów szybowych, jak również model ciała doskonale sprężystego w całym zakresie obciążenia aż do zniszczenia.

Przejsie w stosowanej obecnie metodzie stanów granicznych (SG) od centralnego współczynnika bezpieczeństwa do współczynników cząstkowych, zarówno

przy wyznaczaniu obciążeń, jak i konstrukcji obudów szybowych oraz zastąpienie modelu ciała sprężystego modelem ciała sprężysto-plastycznego, sztywno-plastycznego lub plastycznego może przybliżać najbardziej racjonalny sposób konstruowania obudów szybowych pod warunkiem, że współczynniki te i wzajemna ich relacja będą odzwierciedlać właściwy model oraz wielkości zachowania się górotworu i materiału obudowy.

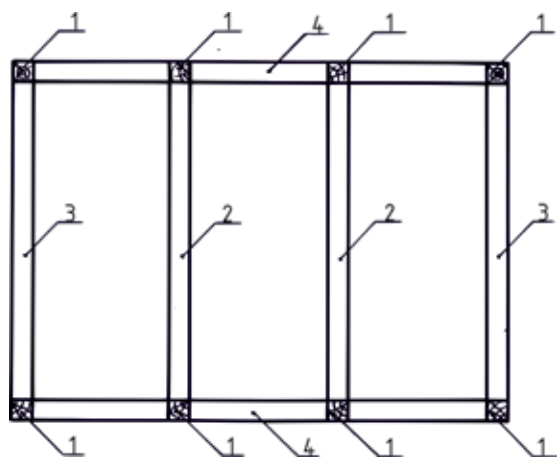
Z wielu względów dokładne określenie tych współczynników oraz ich wartości liczbowych jest niemożliwe, stąd też metoda SG w stosunku do obudów szybowych wymaga dalszych badań teoretycznych, modelowych oraz „in situ”.

Grubość obudowy oblicza się po uwzględnieniu uproszczonego schematu ciśnienia bocznego, przedstawionego w postaci równomiernego ciśnienia radialnego wokół szybu.

W celu uniknięcia przewymiarowania grubości obudowy lub zaniżenia jej wartości, po obliczeniu jej grubości dla jednostajnego poziomego ciśnienia radialnego przeprowadza się jej sprawdzenie dla mimoosiowego ściskania lub ścinania, które występuje w wyniku uwzględnienia dodatkowego, zmiennego ciśnienia na obudowę (przez przyjęcie współczynnika zmienności obciążenia ω) w trudnych warunkach hydrogeologicznych i geotechnicznych.

3.4.1. Obliczanie obudowy drewnianej

Obudowa wieńcowo-słupkowa (Rys. 3.15). W obudowie tej oblicza się zazwyczaj krótszy bok prostokąta, gdyż rozpory dzielą zwykle dłuższy bok na części, z których każda jest krótsza niż krótszy bok prostokąta. Gdy jednak dzieje się inaczej, wówczas do obliczeń przyjmuje się dłuższy bok podzielony rozporami.



Rys. 3.15 Schemat obudowy drewnianej wieńcowo-słupkowej .
1- słupki, 2- rozpory, 3- belki krótkie, 4- belki długie.

Siłę zewnętrzną skupioną działającą na belkę wieńca oblicza się za pomocą wzoru:

$$P = p \cdot h \cdot l, \quad (3.76)$$

gdzie:

P – siła działająca na krótszą belkę wieńca, N (kG),

p – ciśnienie górotworu, MPa (kG/cm²),

l – długość krótszej belki, m (cm).

Moment zginający wynosi:

$$M = \frac{P \cdot l}{8} = \frac{p \cdot l^2 \cdot h}{8}. \quad (3.77)$$

Napężenie gnące oblicza się ze wzoru (3.78):

$$\sigma_g = \frac{M}{W}, \quad (3.78)$$

gdzie:

dla przekroju prostokątnego: $W = \frac{a^2 \cdot b}{6}$,

przy czym:

a – szerokość belki, m,

b – wysokość belki, m;

dla przekroju okrągłego: $W = \frac{d_b^3 \cdot \pi}{32}$,

przy czym:

d_b oznacza średnicę belki, m.

Stąd:

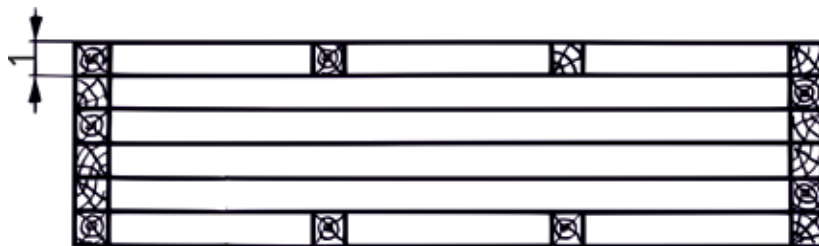
dla przekroju kwadratowego (przy $a = b$):

$$a = b = \sqrt[3]{\frac{4p \cdot h \cdot l^2}{4k_g}}; \quad (3.79)$$

dla przekroju okrągłego:

$$d_b = \sqrt[3]{\frac{4p \cdot h \cdot l_b^2}{k_g}}, \quad (3.80)$$

gdzie k_g oznacza dopuszczalne naprężenie drewna na zginanie, N/m² (kG/m²).



Rys. 3.16 Schemat obudowy drewnianej pełnej.

Obudowa wieńcowa pełna (Rys. 3.16). Siła działająca na belkę wynosi:

$$P = p \cdot b \cdot l. \quad (3.81)$$

Moment zginający oblicza się ze wzoru:

$$M = \frac{P \cdot l}{8}. \quad (3.82)$$

Naprężenie gnące wynosi:

$$\sigma_g = \frac{M}{W}. \quad (3.83)$$

Przyjmując oznaczenia podane we wzorach (3.76) i (3.78), otrzymuje się:
dla kwadratowego przekroju belki:

$$a = \frac{1}{2} \cdot l \cdot \sqrt{\frac{3p}{k_g}}, \quad (3.84)$$

dla przekroju okrągłego belki:

$$d_b = 2 \cdot l \cdot \sqrt{\frac{p}{\pi \cdot k_g}}. \quad (3.85)$$

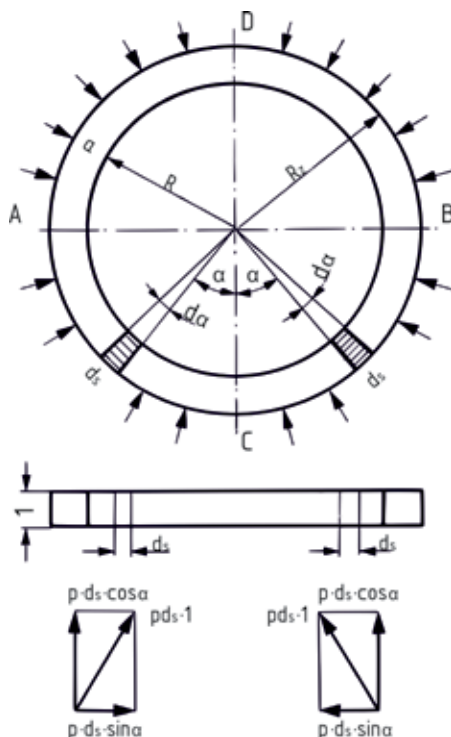
Obudowa drewniana wieloboczna. Obudowę tę w wykonaniu wodoszczelnym oblicza się tak jak kołową obudowę murową, sprawdzając bok wieloboku na złamanie

wg wzoru:

$$a = \frac{1}{2} \cdot l \cdot \sqrt{\frac{3p}{k_g}}. \quad (3.86)$$

3.4.2. Obliczanie obudowy murowej

Obudowę z cegły, betonu, betonitów i żelbetu na jednostajne ciśnienie zewnętrzne oblicza się wg różnych wzorów.



Rys. 3.17. Szkic do obliczenia wodoszczelnej obudowy szybów według wzoru Serlo.

Wzór Serlo. Na obudowę szybu działa ciśnienie zewnętrzne p . Na rysunku 3.17 z obudowy tej wycięto elementarny pierścień o jednostkowej wysokości. Z pierścienia tego wzięto dwa elementy w kształcie pasek o szerokości ds oddalone o kąt α od linii prostopadłej do linii AB. Na każdy pasek działa ciśnienie:

$$p \cdot ds \cdot l = p \cdot d \cdot l \quad (3.87)$$

Ciśnienia te nachylone są pod kątem α do prostopadłej CD. Rozkładając je na składowe równoległe i prostopadłe do linii AB, otrzymano składowe $p \cdot ds \cdot \sin \alpha$ oraz

$p \times ds \times \cos \alpha$. Składowe $p \times ds \times \cos \alpha$ skierowane w jedną stronę sumują się, składowe $p \times ds \times \sin \alpha$ skierowane przeciwnie znoszą się.

Na dwa paski działa ciśnienie:

$$2p \cdot ds \cdot \cos \alpha .$$

Na jedną połowę pierścienia obudowy będzie działać suma ciśnień

$$\sum p = \int_0^{\frac{\pi}{2}} 2p \cdot ds \cdot \cos \alpha . \quad (3.88)$$

Podstawiając $ds = r_z \times d\alpha$, otrzymano:

$$\sum p = \int_0^{\frac{\pi}{2}} 2p \cdot r_z \cdot \cos \alpha \cdot d\alpha = 2p \cdot r_z \int_0^{\frac{\pi}{2}} \cos \alpha \cdot d\alpha = 2p \cdot r_z \left| \sin \alpha \right|_0^{\frac{\pi}{2}} = 2p \cdot r_z . \quad (3.89)$$

Ze względu na wytrzymałość obudowy musi być zachowana zależność, tak aby dopuszczalne natężenie przekroju było większe lub równe sumie ciśnień:

$$F \cdot k_c \geq \sum p .$$

Powierzchnia przekroju elementarnego pierścienia $f = a \times l$.

Ponieważ w połówce elementarnego pierścienia występują dwa przekroje, zatem:

$$F = 2f_p = 2 \cdot d ,$$

stąd otrzymano:

$$2d \cdot k_c = 2p \cdot r_z ,$$

a ponieważ:

$$r_z = r_w + d ,$$

to ostatecznie grubość obudowy wodoszczelnej wynosi:

$$d = \frac{P \cdot r_w}{k_c - p} \cdot (3.90)$$

Wprowadzając do wzoru (3. 90) współczynnik bezpieczeństwa $m = 2$ (np. dla obudowy z cegieł), otrzymano:

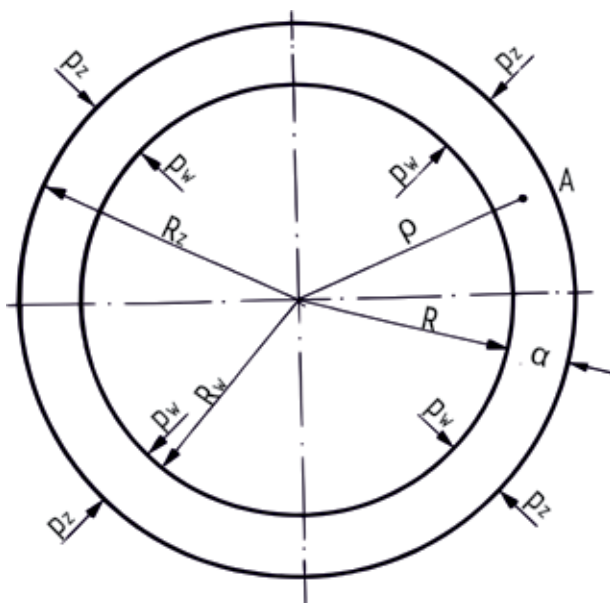
$$d = \frac{2 \cdot p \cdot r_w}{k_c - p} \cdot (3.91)$$

Obudowa obliczona wg tego wzoru jest jednak za gruba, stąd też stosuje się najczęściej wzór Serlo:

$$d = \frac{p \cdot r_w}{k_c - p} \cdot (3.92)$$

Wzór ten podaje wartości przybliżone, gdyż zakłada się, że naprężenia w obudowie są wszędzie jednakowe, podczas gdy w rzeczywistości są one zmienne, zależnie od grubości obudowy. Z tych też względów daje on dobre wyniki tylko przy cienkich ściankach.

Bardziej dokładny wzór otrzymano wyprowadzając go z zasadniczego wzoru Lamé'a dla ciśnień w naczyniach cylindrycznych.



Rys. 3.18. Szkic do obliczenia wodoszczelnej obudowy szybów według wzoru Lamé'a.

Oznaczając ciśnienie jednostkowe zewnętrzne p_z , wewnętrzne p_w , a ciśnienie w dowolnym punkcie A położonym na promieniu ρ (Rys. 3.18) przez p , można podać zależność:

$$p = \frac{p_z \cdot r_z^2 - p_w \cdot r_w^2}{r_z^2 - r_w^2} + \frac{r_z \cdot r_w (p_z - p_w)}{r_z^2 - r_w^2}. \quad (3.93)$$

Ciśnienie p jest minimalne, gdy $\rho = r_z$, maksymalne gdy $\rho = r_w$.

$$p_{\max} = \frac{p_z \cdot r_z^2 \cdot r_w^2 + r_z^2 (p_z - p_w)}{r_z^2 - r_w^2} \quad (3.94)$$

Ciśnienie p_w jest ciśnieniem cieczy zawartej wewnątrz cylindrycznego naczynia, w danym przypadku – powietrza, więc $p_w = 0$, gdyż rozpatruje się tylko nadciśnienie.

Otrzymano zatem wzór:

$$p = \frac{p_z \cdot r_z^2 + p_z \cdot r_z^2}{r_z^2 - r_w^2}. \quad (3.95)$$

W przypadku obudowy szybowej:

$$k_c = \frac{2p(r_w + d)^2}{(r_w + a)^2 - r_w^2}, \quad (3.96)$$

$$2p(r_w + d)^2 = k(r_w + d)^2 - k \cdot r_w^2,$$

$$r_w + d = \sqrt{\frac{k_c \cdot r_w^2}{h - 2p}}$$

i ostatecznie grubość obudowy szybowej wg wzoru Lamé'a wynosi:

$$d = r_w \left(\sqrt{\frac{k_c}{k_c - 2p}} - 1 \right). \quad (3.97)$$

Przy wprowadzeniu dla murów z cegły współczynnika bezpieczeństwa $m = 2$ otrzymano:

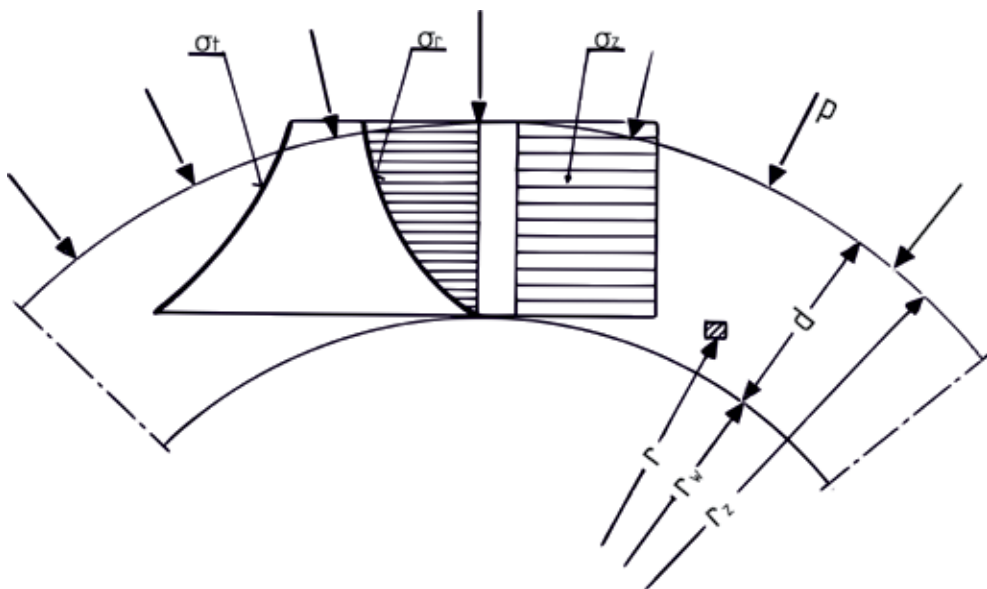
$$d = r_w \left(\sqrt{\frac{k_c}{k_c - 4p}} - 1 \right). \quad (3.98)$$

Wzór Hubera na grubość obudowy szybu wyprowadza się, wykorzystując hipotezę krańcowej energii odkształcenia postaciowego (ϕ_f), wg której naprężenia zredukowane wynoszą:

$$\sigma_{red} = \frac{1}{\sqrt{2}} (\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2. \quad (3.99)$$

Przyjmując, że największe wyężenie materiału występuje na wewnętrznej powierzchni obudowy, uzyskuje się (po przedstawieniu i przyrównaniu naprężeń zredukowanych do naprężeń dopuszczalnych materiału obudowy na ściskanie) k_c wzór:

$$k_c = \frac{1}{\sqrt{2}} = \sqrt{(\sigma_t - \sigma_z)^2 + (\sigma_z - \sigma_r)^2 + (\sigma_r - \sigma_t)^2} \quad (3.100)$$



Rys. 3.19 Wycinek pierścienia obudowy szybu z działającymi naprężeniami.

Uwzględniając, że najbardziej wytężonym miejscem jest wewnętrzna powierzchnia rury (obudowy) ($r = r_w$, Rys. 3.19):

$$\sigma_t = 2 \frac{p \cdot r_z^2}{r_z^2 - r_w^2},$$

$$\sigma_r = 0,$$

$$\sigma_z = 2\nu \frac{p \cdot r_z^2}{r_z^2 - r_w^2}$$

oraz że $\nu = 0,5$ (materiał nieściśliwy),
otrzymano:

$$k_c = \frac{p \cdot r_z^2}{r_z^2 - r_w^2} \cdot \sqrt{3} \quad (3.101)$$

Po przekształceniu i podstawieniu $r_z = r_w + d$ otrzymano wzór

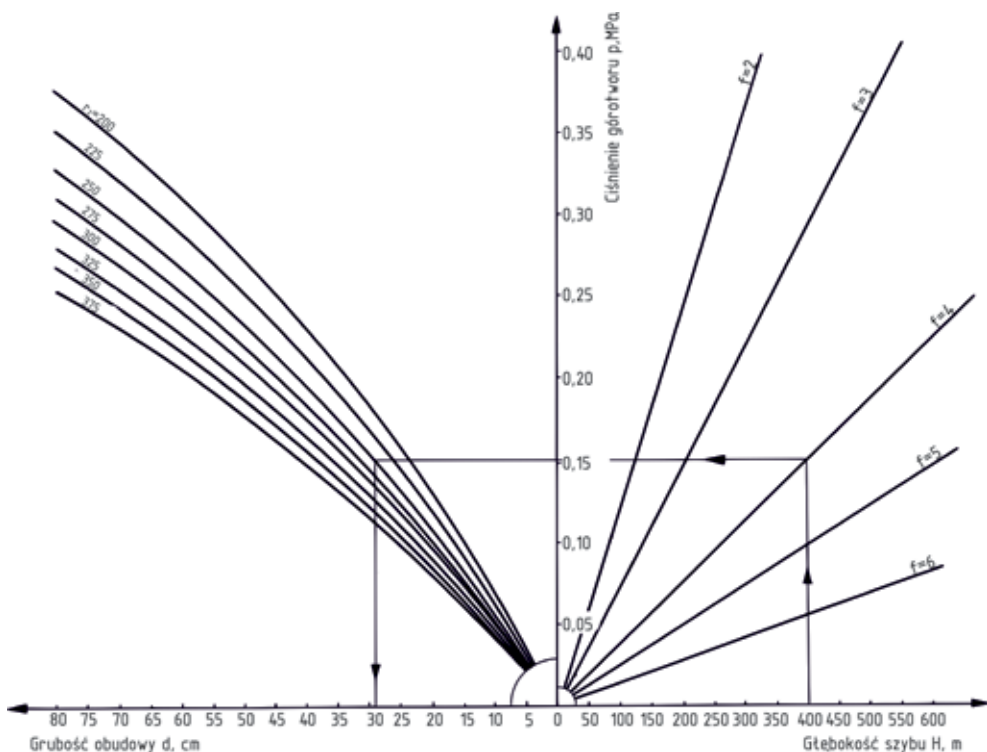
$$d = r_w \left(\sqrt{\frac{k_c}{k_c - \sqrt{3}p}} - 1 \right) \quad (3.102)$$

Zestawienie najbardziej znanych wzorów podano w tablicy 3.48.

Tabl. 3.48

Analizując poszczególne wzory należy stwierdzić, że wzór Heisego odnosi się jedynie do nieznacznych grubości obudowy i może być stosowany tylko do wstępnych obliczeń. Daje on w wyliczeniu grubość obudowy z nadmiarem (po stronie pewności). Wynika to stąd, że uwzględnia on jednoosiowy stan napięcia w konstrukcji i zakłada, 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 wraz z grubością obudowy.

Wzór Serlo może być stosowany do obliczeń cienkiej obudowy (najlepiej w skałach zwięzłych), ponieważ jest wyprowadzony przy założeniu jednakowej wielkości naprężeń w całym przekroju obudowy, co nie odpowiada rzeczywistości i przy grubej obudowie (np. w skałach słabych) może prowadzić do zbyt dużego błędu w obliczeniach. W tych przypadkach (skały luźne, plastyczne) bardziej odpowiedni jest wzór Lamé'a. Daje on wyniki z gwarancją pewności nawet w przypadku nierównomiernego ciśnienia górotworu. Wyniki obliczeń wg tego wzoru dla kilku średnic szybów (ujęte graficznie) podano na rysunku 3.20.



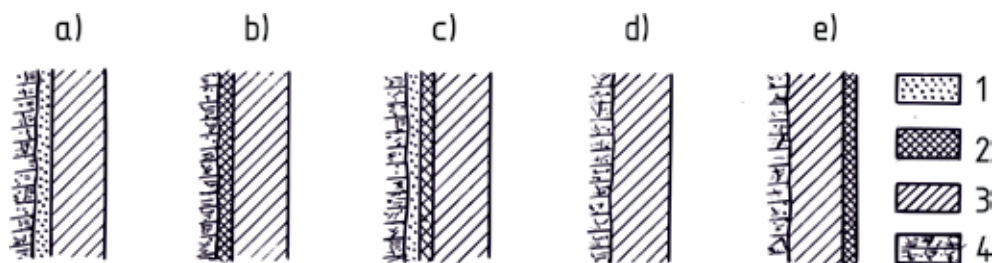
Rys. 3.20. Wykres zależności grubości obudowy od głębokości szybu i ciśnienia górotworu na obudowę (wg wzoru Lamé'a).

Wzór Hubera daje bardziej dokładne wyniki niż wzór Lamé'a. Pozostałe wzory podane w tablicy 3.47 są rzadziej stosowane. Wszystkie podane wzory obowiązują dla sprężystego stadium pracy obudowy, tj. gdy jej grubość wyznaczona jest po uwzględnieniu dopuszczalnych naprężeń materiału obudowy na ściskanie k_c .

Przy stosowaniu metody naprężeń granicznych dla obliczania obudów betonowych, mając na względzie zmniejszenie grubości obudowy przez większe wykorzystanie parametrów wytrzymałościowych materiału, i rozważaniu stadium zniszczenia obudowy metodą stanów granicznych nośności, wielkość „ k ” jest równa wytrzymałości obliczeniowej betonu na ściskanie R_{b_c} .

3.4.2.1. Obliczanie obudowy pojedynczej

Obudowę pojedynczą szybu (Rys. 3.21), tj. obudowę, w skład której wchodzi tylko jeden element (pierścień) konstrukcyjny nośny oblicza się wg normy BN-79/0434-03.



Rys. 3.21 Schematy konstrukcji pojedynczych obudów szybowych.

a – z warstwą wyrównawczą, b – z pierścieniami uszczelniająco-elastycznymi (np. asfalty), c – z warstwą wyrównawczą i zewnętrznym pierścieniem uszczelniającym (np. z asfaltolateksu lub żywicy syntetycznej), d – bez warstwy wyrównawczej, e – z wewnętrznym pierścieniem uszczelniającym [1 - warstwa wyrównawcza, 2 - pierścień uszczelniający, 3 - element (pierścień) konstrukcyjny nośny, 4 - górotwór.]

Grubość obudowy betonowej d_b oblicza się wg wzoru:

$$d_b = r_w \left(\sqrt{\frac{R_b}{R_b - m_1 P \sqrt{3p}}} - 1 \right), \quad (3.103)$$

gdzie:

r_w – promień szybu w świetle obudowy, cm,

R_b – wytrzymałość obliczeniowa betonu na ściskanie (PN-76/B-03264), MPa,

P – obciążenie obliczeniowe obudowy szybu (BN-83/0434-02), Pa,

m_1 – współczynnik korekcyjny; wg BN-83/0434-02 wynosi on:

- w skałach kurzawkowych: $m_1 = 0,95$;
- w skałach zawodnionych: $m_1 = 1,00$;
- w skałach niezawodnionych sypkich i mało spoiowych:
 - $m_1 = 1,00$ – dla kąta upadu warstw $\alpha \leq 30^\circ$,
 - $m_1 = 1,10$ – dla kąta upadu warstw $\alpha > 30^\circ$;
- w niezawodnionych skałach zwięzłych:
 - $m_1 = 1,00$ – dla kąta upadu warstw $\alpha \leq 30^\circ$,

- $m_1 = 1,15$ – dla kąta upadu warstw $\alpha > 30^\circ$.

Obliczoną grubość obudowy zaokrągla się w górę do 5 cm. Minimalna grubość obudowy betonowej na odcinkach szybów głębinowych metodą zwykłą nie powinna być mniejsza niż 30 cm – gdy zbrojenie jest mocowane do obudowy z zastosowaniem kotwienia, gdyż jest to grubość wystarczająca do umocowania kotew w obudowie, oraz 25 cm – gdy w szybie nie przewiduje się zbrojenia.

W szybach głębinowych metodą zamrażania górotworu grubość obudowy nie powinna być mniejsza niż:

- 50 cm – przy temperaturze ociosów poniżej -15°C ,
- 40 cm – przy temperaturze ociosów od -10°C do 15°C ,
- 35 cm – przy temperaturze ociosów od -5°C do -9°C .

Maksymalna grubość obudowy nie powinna przekraczać 100 cm, a w szczególnych przypadkach 120 cm na odcinkach o długości mniejszej niż 20 m. Cechy wytrzymałościowe betonu dobiera się w zależności od jego klasy wg normy PN-84/B-03264.

Grubość obudowy z cegły lub betonitów d_c oblicza się metodą naprężeń dopuszczalnych

wg wzoru:

$$d_c = r_w \left(\sqrt{\frac{k_c}{k_c - P\sqrt{3}}} - 1 \right), \quad (3.104)$$

gdzie:

r_w – promień szybu w świetle obudowy, cm,

k_c – naprężenie dopuszczalne na ściskanie muru z cegły lub betonitów, Pa:

$$k_c = \frac{R_a}{s}$$

lub

$$k_c = \frac{R_b}{s},$$

Tabl. 3.49, Tabl. 3.50

gdzie:

R_{nc} i R_{nb} – wytrzymałość na ściskanie muru z cegły lub betonitów (Tabl. 3.49 i 3.50),

s – współczynnik bezpieczeństwa równy 2,5 lub 2,0 (w korzystnych warunkach hydrogeologicznych, np. brak zaburzeń tektonicznych).

Wyniki obliczeń zaokrągla się w górę do $\frac{1}{2}$ cegły lub $\frac{1}{2}$ betonitu. Minimalna grubość obudowy wynosi 25 cm, a maksymalna dla cegły 77 cm, betonitów 103 cm. W szczególnych przypadkach dopuszcza się na odcinkach długości do 20 m stosowanie obudowy z cegły grubości nie większej niż czterech cegieł (103 cm).

W zakresie obudowy żelbetowej norma branżowa BN-79/0434-03 zaleca przeprowadzenie obliczenia na ściskanie zgodnie z PN-76/B-03264 (obecnie PN-84/B-03264), przy czym wartość siły podłużnej N należy obliczyć w MN/m

wg wzoru:

$$N = 1,1 p \cdot r_w, \quad (3.105)$$

gdzie:

p – obciążenie obliczeniowe obudowy szybu (BN-83/0343-02), MPa,

r_w – promień szybu w świetle obudowy, m.

Mimośród początkowy e_o należy natomiast obliczać

wg wzoru:

$$e_o = \frac{\omega \cdot a}{2(3 + \omega)}, \quad (3.106)$$

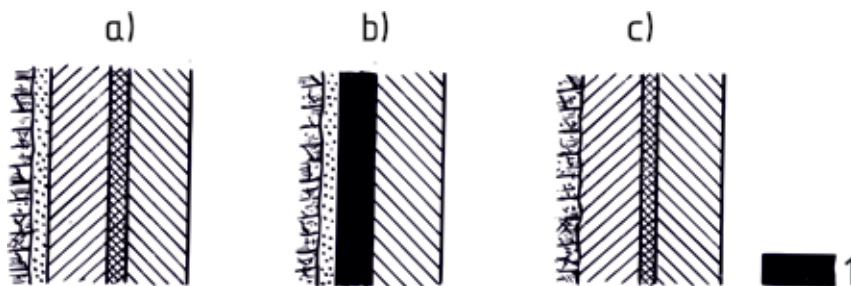
gdzie ω oznacza współczynnik charakteryzujący zmienność obciążenia i charakter pracy obudowy; dla obudowy wstępnej $\omega = 0,10$, dla obudowy ostatecznej $\omega = 0,20$, r_w – wg wzoru (3.105).

Zbrojenie pionowe należy obliczać na rozciąganie osiowe zgodnie z PN-84/B-03264, przy czym jako obciążenie należy przyjąć ciężar własny odcinka obudowy niezwiązanego z górotworem. W przypadku obudowy związanej z górtwo-

rem przekrój zbrojenia pionowego należy przyjąć równy przekrojowi zbrojenia poziomego. Minimalna grubość obudowy szybu z prefabrykatów żelbetowych wynosi 10 cm przy zwykłej metodzie głębinia, a 20 cm przy mrożeniu górotworu.

3.4.2.2. Obudowy wielowarstwowe

Wielowarstwowa obudowa szybu (Rys. 3.22) złożona jest z kilku elementów (pierścieni) konstrukcyjnych nośnych przegrodzonych pierścieniami uszczelniającymi. Konstrukcja ta w odróżnieniu od konstrukcji zespolonej charakteryzuje się brakiem współpracy między poszczególnymi warstwami nośnymi wskutek przedzielenia ich pierścieniami uszczelniającymi. Obudowy te stosowane są w górotworze zawodniomym, przy średnich wielkościach ciśnienia wody.



Rys. 3.22 Schematy konstrukcji obudów wielowarstwowych.

a – pierścień zewnętrzny, np. z cegły, b – z warstwą wyrównawczą; pierścień wewnętrzny np. ze stali prefabrykatów, c – bez warstwy wyrównawczej – pierścień zewnętrzny, np. z betonu;

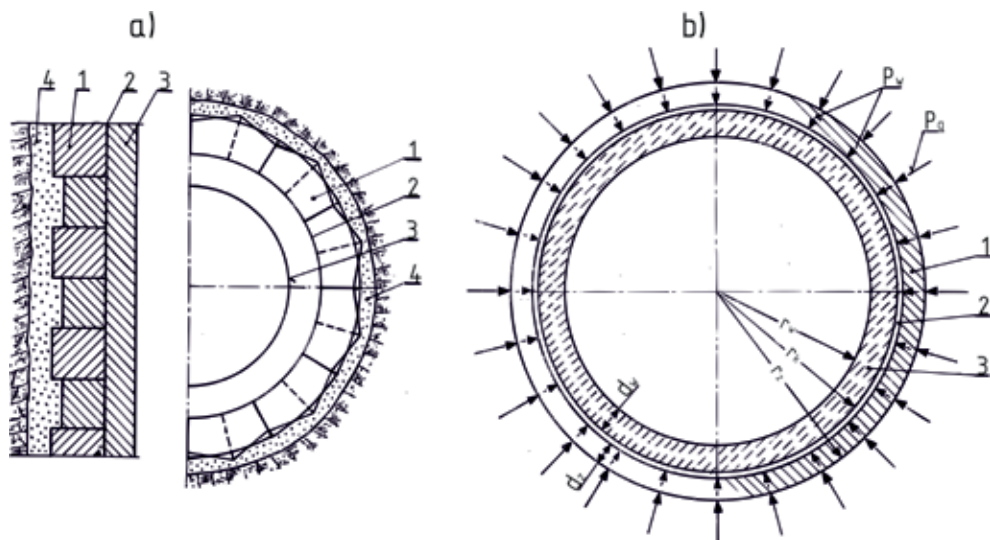
1 – element uszczelniający (pierścień konstrukcyjny nośny).

Jako pierścienie uszczelniające (przegrody hydroizolacyjne) stosuje się:

- masy bitumiczne,
- taśmy gumowe,
- blachy stalowe,
- folie z tworzyw sztucznych PCV i PE,
- emulsje asfaltowo-lateksowe.

Obecnie w polskim budownictwie szybowym przegrody izolacyjne wykonuje się najczęściej z folii PCV lub PE mocowanej do obudowy z cegły, betonitów lub wielkowymiarowych elementów prefabrykowanych, tzw. paneli (Rys. 3.23a). Schemat

obciążenia zawadnionego górotworu na obudowę wielowarstwową przedstawiono na rysunku 3.23b.



Rys. 3.23 Obudowa wielowarstwowa z betonu i paneli.

a – przekrój, b – schemat do obliczeń;

1- pierścień zewnętrzny z paneli, elementów betonowych zbrojonych konstrukcyjnie, 2- prze-groda wodoszczelna (hydroizolacja) z folii PCV lub PE, 3- pierścień wewnętrzny betonu mono-litycznego, 4- warstwa z chudego betonu wypełniająca przestrzeń między obudową a ociosem.

p_g – ciśnienie skał, p_w – ciśnienie wody;

Stan naprężeń w pierścieniach obudowy przy pominięciu grubości pierścienia uszczelniającego określa się wg wzorów:

$$\sigma_z = \frac{P_g \cdot r_z^2}{r_z^2 - r_k^2} \cdot \left(1 - \frac{r_k^2}{r^2} \right), \quad (3.107)$$

$$\sigma_z = \frac{P_g \cdot r_z^2}{r_z^2 - r_k^2} \cdot \left(1 + \frac{r_k^2}{r^2} \right), \quad (3.108)$$

$$\sigma_w = \frac{P_w \cdot r_k^2}{r_k^2 - r_w^2} \cdot \left(1 - \frac{r_w^2}{r^2} \right), \quad (3.109)$$

$$\sigma_{tw} = \frac{P_w \cdot r_k^2}{r_k^2 - r_w^2} \cdot \left(1 + \frac{r_w^2}{r^2}\right). \quad (3.110)$$

Przy wymiarowaniu pierścieni obudowy metodą naprężeń dopuszczalnych grubość oblicza się wg wzorów:

$$d_w = r_k - r_w = r_w \left(\sqrt{\frac{k_w}{k_w - P_w \sqrt{3}}} - 1 \right), \quad (3.111)$$

$$d_z = r_z - r_k = r_k \left(\sqrt{\frac{k_z}{k_z - P_g \sqrt{3}}} - 1 \right). \quad (3.112)$$

Oznaczenia przedstawiono na rysunku 3.23.

Przy wymiarowaniu przekrojów obudowy metodą naprężeń granicznych obliczenia przeprowadza się wg wzorów:

$$d_w = r_w \left(\sqrt{\frac{R_{tw}}{R_{tw} - P_w \sqrt{3}}} - 1 \right), \quad (3.113)$$

$$d_z = (r_w + d_w) \left(\sqrt{\frac{R_b}{R_b - P_g \sqrt{3}}} - 1 \right).$$

Wzory metody naprężeń dopuszczalnych stosuje się dla pierścieni obudów murowych z cegły lub betonitów, a wzory metody naprężeń granicznych dla betonu monolitycznego. W normie BN-79/0434-03 podano, aby obudowy wielowarstwowe projektować tak jak obudowy pojedyncze.

Sprawdzanie grubości pierścieni obudowy wielowarstwowej ze względu na ich stateczność przeprowadza się za pomocą wzorów Bressa tak, aby zachodziły zależności:

$$P_w < \frac{E_w \cdot d_w}{4(1 - \nu_w^2)r_w^3} \text{ w tym } r_w = \frac{r_w + r_k}{2}, \quad (3.114)$$

$$P_g \geq \frac{E_z \cdot d_z^3}{4(1-\nu_z^2)r_z^3} \text{ w tym } r_z = \frac{r_k + r_z}{2}, \quad (3.115)$$

gdzie:

E_w, E_z – moduł sprężystości pierścienia wewnętrznego i zewnętrznego,

ν_w, ν_z – liczba Poissona dla pierścienia wewnętrznego i zewnętrznego.

Dla zachowania stateczności dwóch pierścieni aż do stadium zniszczenia powinna zachodzić relacja:

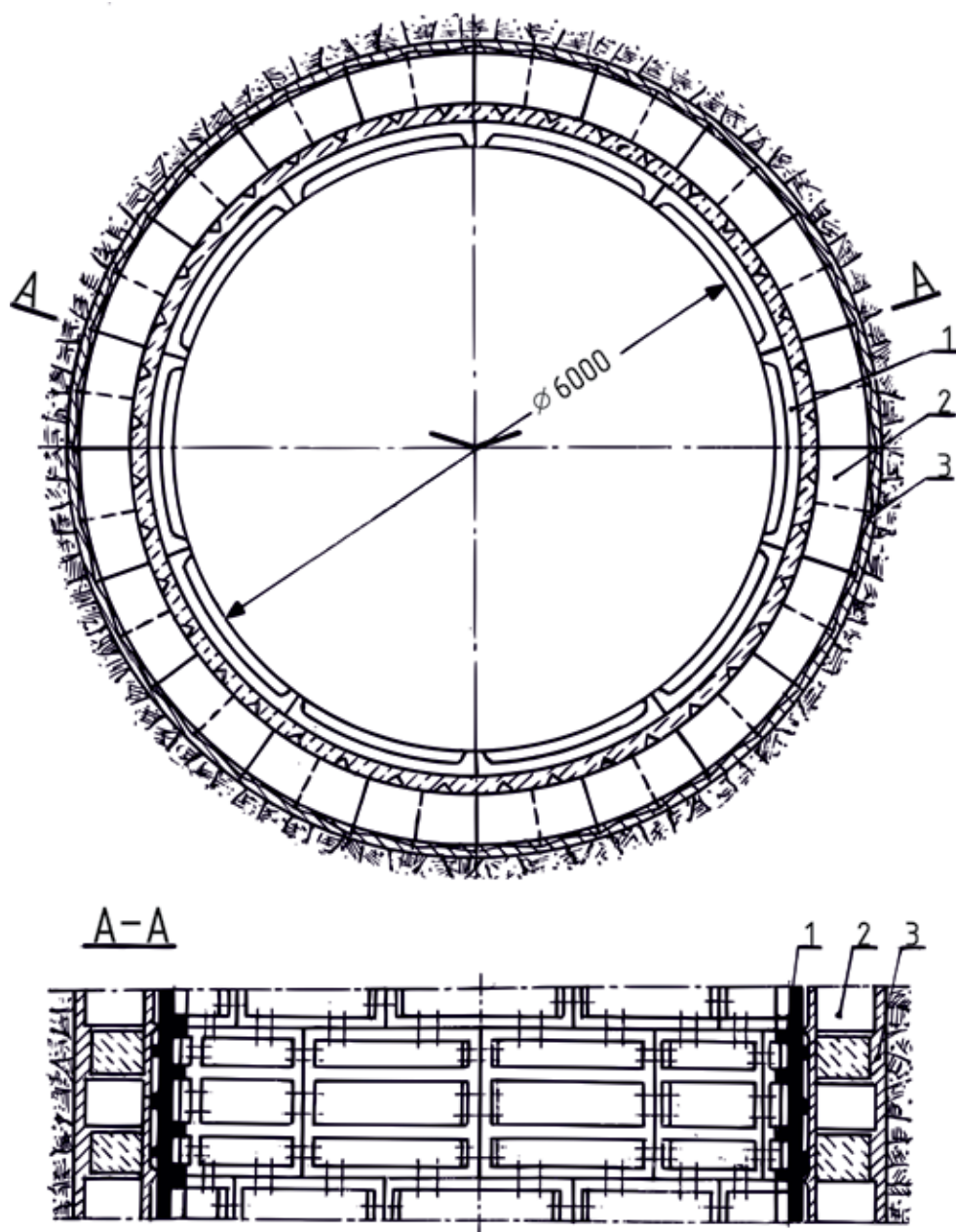
$$\frac{R_b \cdot d_z}{r_z} \leq \frac{E_z \cdot d_z^3}{4(1-\nu_w^2)r_w^3}, \quad (3.116)$$

$$\frac{R_{bw} \cdot d_w}{r_k} \leq \frac{E_w \cdot d_w^3}{4(1-\nu_w^2)r_w^3}. \quad (3.117)$$

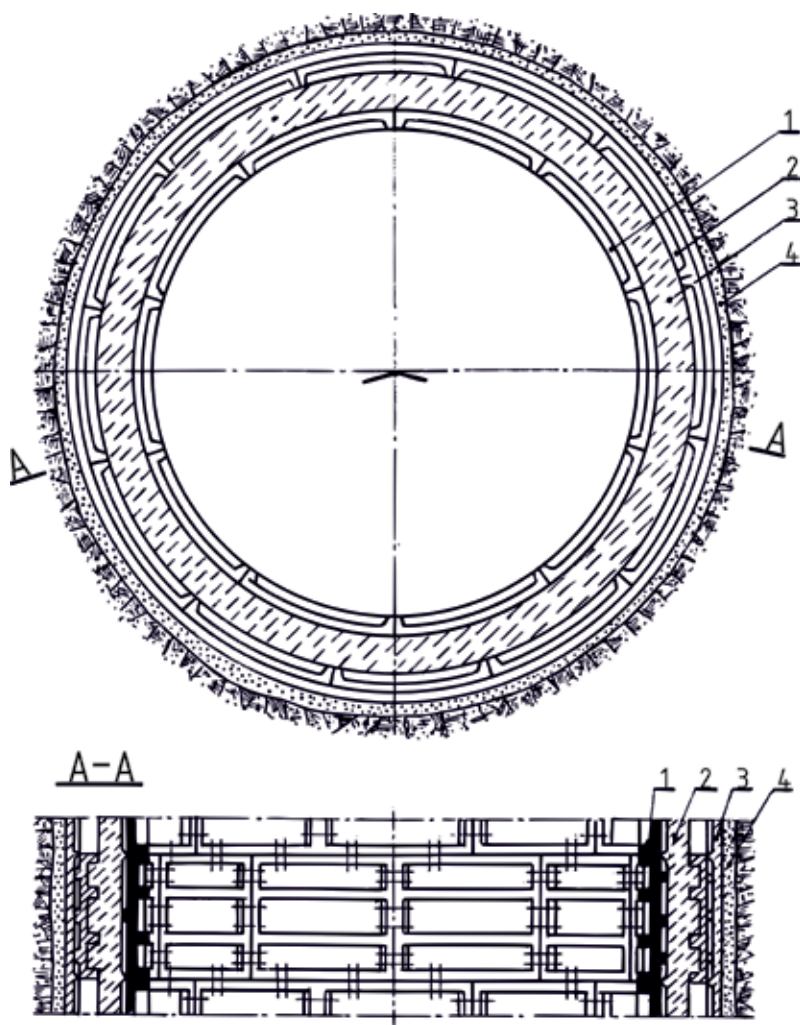
Oznaczenia podano na rysunku 3.24.

3.4.2.3. Obudowy zespolone

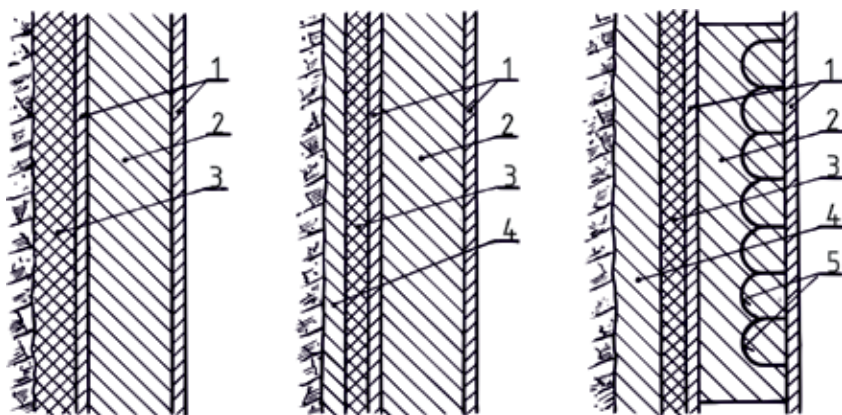
Pod pojęciem tym rozumie się obudowę złożoną z kilku nośnych elementów konstrukcyjnych (pierścieni) związanych sztywno ze sobą. Zewnętrzny pierścień może być obudową stępną, tj. wznoszoną w czasie głębenia szybu (najczęściej krótkimi odcinkami).



Rys. 3.24 Obudowa zespolona dwupierscieniowa (tubingowo-betonowa).
1 – tubingi żeliwne, 2 – prefabrykaty betonowe, 3 – beton wypełniający.

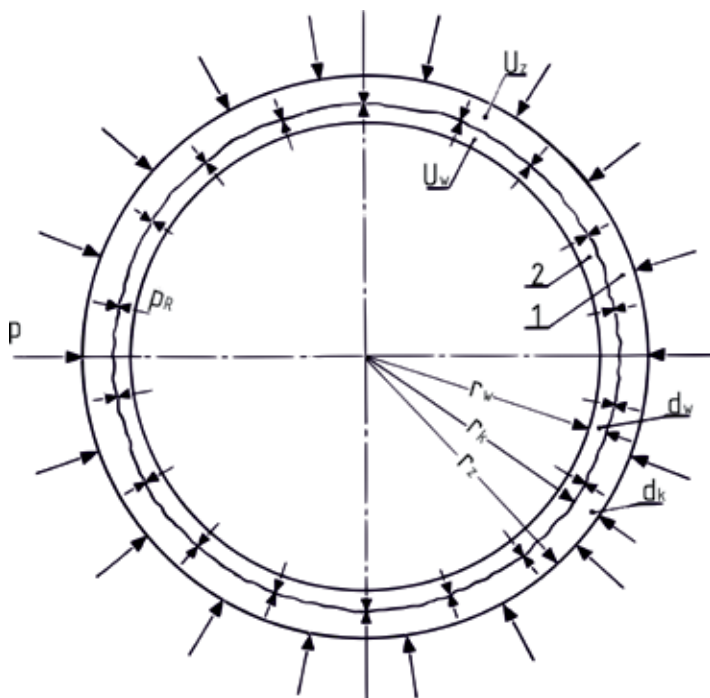


Rys. 3.25 Obudowa zespolona trójpierścieniowa (tubingowo-betonowo-tubingowa).
 1 – pierścień tubingowy zewnętrzny, 2 – pierścień tubingowy wewnętrzny, 3 – pierścień z betonu
 monolitycznego, 4 – pierścień wypełniający z betonu.

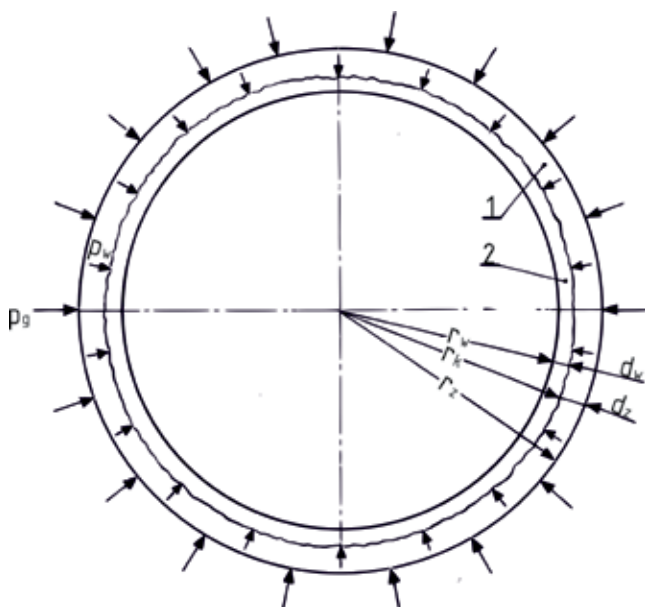


Rys. 3.26 Obudowa zespolona stalowo-betonowa.

a – tylko z płaszczem bitumicznym, b – z płaszczem bitumicznym i z betonowym pierścieniem przyciosowym, c – z płaszczem bitumicznym i z pierścieniem betonowym ze specjalnymi kotwiami, 1 – pierścienie stalowe, 2 – beton między pierścieniowy, 3 – pierścień bitumiczny, 4 – pierścień przyciosowy betonowy, 5 – specjalne kotwie.



Rys. 3.27 Schemat obliczeniowy obudowy zespolonej z jedną powierzchnią obniżoną.



Rys. 3.28 Schemat obudowy zespolonej z dwoma powierzchniami obciążonymi.
1 – pierścień zewnętrzny, 2 – pierścień wewnętrzny;

Przykładami tego rodzaju obudów mogą być stosowane w polskim budownictwie szybowym obudowy tubingowo-betonowe wykonywane jako dwupierścieniowe z warstwą zewnętrzną z betonu monolitycznego lub prefabrykowanego (Rys. 3.24) i tubingowo-betonowo-tubingowe, tj. trójpierścieniowe (Rys. 3.25).

Do tego typu obudów można zaliczyć obudowy stalowo-betonowe (Rys. 3.26).

Obudowy zespolone w zależności od sposobu ich obciążenia mogą być:

- z jedną powierzchnią obciążoną (Rys. 3.27),
- z dwoma powierzchniami obciążonymi (Rys. 3.28).

Stan naprężenia między pierścieniami obudowy zespolonej przy jej obciążeniu zewnętrznym (Rys. 3.28) dla dwóch pierścieni nośnych można określić zależnościami:

- dla pierścienia zewnętrznego obciążonego ciśnieniem zewnętrznym p i ciśnieniem wewnętrznym p_R ,
- dla pierścienia wewnętrznego obciążonego ciśnieniem zewnętrznym p_R (Rys. 3.28):

$$\sigma_{\frac{rz}{tz}} = \frac{pr_z^2 - p_R r_k^2}{r_z^2 - r_k^2} \mp \frac{(p - p_R) r^2 \cdot r^2 k^2}{(r^2 - r_k^2) \cdot r^2}, \quad (3.118)$$

$$\sigma_{\frac{rw}{tw}} = \frac{p_R \cdot r_k^2}{r_k^2 - r_w^2} \cdot \left(1 \mp \frac{r_w^2}{T^2} \right). \quad (3.119)$$

Ciśnienie reakcyjne p_R między pierścieniami nośnymi wyznacza się z warunku równości przemieszczeń radialnych pierścienia zewnętrznego U_z i wewnętrznego U_w na ich kontakcie, tj. dla promienia $r = r_k$:

$$U_z = U_w \quad \text{dla } r = r_k,$$

gdzie:

$$U_z = \frac{1 - \nu_z}{E_z} = \frac{p \cdot r_z^2 - p_R r_k^2}{r_z^2 - r_k^2} \cdot r_k + \frac{1 + \nu_z}{E_z} \cdot \frac{(p - p_R) r_z^2}{r_z^2 - r_k^2} \cdot r_k, \quad (3.120)$$

$$U_w = \frac{1 - \nu_w}{E_w} \cdot \frac{p_R \cdot r_k^2}{r_k^2 - r_w^2} \cdot r_k + \frac{1 + \nu_w}{E_w} \cdot \frac{p_R \cdot r_w^2}{r_k^2 - r_w^2} \cdot r_k, \quad (3.121)$$

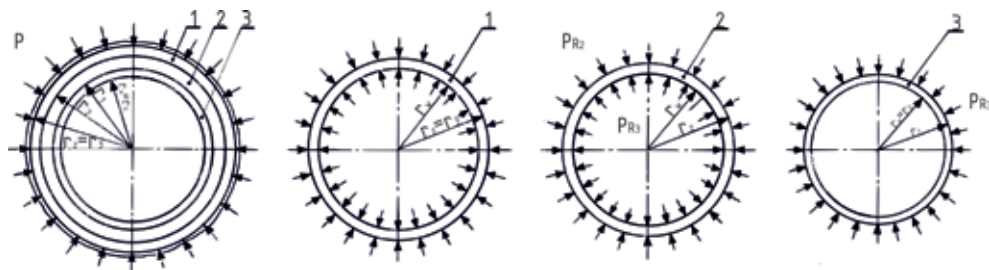
(oznaczenia podano na rysunku 3.28 oraz we wzorach [3.114] i [3.115]), co pozwala wyznaczyć ciśnienie p_R wg wzoru:

$$p_R = \frac{2p}{\frac{E_z}{E_w} (1 - R_2^{-2}) \left(\frac{R_1^2 + 1}{R_1^2 - 1} - \nu_w \right) + R_2^{-2} + 1 + \nu_2 (1 - R_2^{-2})}, \quad (3.122)$$

gdzie:

$$R_1 = \frac{r_k}{r_w}, \quad R_2 = \frac{r_z}{r_k}.$$

W przypadku obliczania obudowy zespolonej z większą liczbą pierścieni nośnych ściśle ze sobą związanych zachodzi konieczność wyznaczenia tylu ciśnień reakcyjnych p_R , ile jest powierzchni kontaktowych.



Rys. 3.29 Schemat obliczeniowy obudowy zespolonej trójpierścieniowej z jedną powierzchnią obniżoną. 1 – pierścień wewnętrzny, 2 – pierścień środkowy, 3 – pierścień zewnętrzny.

Dla obudowy składającej się z trzech pierścieni nośnych (Rys. 3.29) wyznacza się trzy pierścienie, określając ciśnienie reakcyjne p_{R1} i p_{R2} w zależności:

$$U_1 = U_2 \quad \text{dla } r = r_1,$$

$$U_2 = U_3 \quad \text{dla } r = r_2.$$

Dla obliczonych wartości ciśnienia reakcyjnego p_R grubość poszczególnych pierścieni nośnych wyznacza się, wykorzystując odpowiednio metodę naprężeń dopuszczalnych lub granicznych:

$$d = r_2 - r_1 = r_1 \left(\sqrt{\frac{k}{k - \sqrt{3}(p_2 - p_1)}} - 1 \right), \quad (3.123)$$

$$d = r_2 - r_1 = r_1 \left(\sqrt{\frac{R_b}{R_b - \sqrt{3} \cdot m(p_2 - p_1)}} - 1 \right), \quad (3.124)$$

gdzie:

r_2, p_2 – wewnętrzne parametry obudowy,

r_1, p_1 – wewnętrzne parametry obudowy.

Dla wyznaczenia ciśnień reakcyjnych między poszczególnymi pierścieniami konieczne jest wstępne przyjęcie grubości obudowy, którą następnie sprawdza się wg podanych wzorów. Obliczone grubości pierścieni powinny być mniejsze od przyjętych. Przy znacznych różnicach obliczenia należy powtórzyć, aż do uzyskania zgodności między parametrami wstawionymi do wzorów (3.107) i (3.108) a parametrami wynikającym z relacji:

$$U_1 = U_2 \text{ dla } r = r_1,$$

$$U_2 = U_3 \text{ dla } r = r_2.$$

W przypadku projektowania obudowy zespolonej z dwoma powierzchniami obciążonymi (Rys. 3.29) należy pamiętać, że na kontakcie obydwu pierścieni działa ciśnienie hydrostatyczne p_w .

Ciśnienie to działa w kierunku przerwania ciągłości obudowy na powierzchni kontaktu, pokonując opór naprężeń przyczepności σ_{π} na powierzchni kontaktu.

Stan naprężeń wyznacza się zgodnie z teorią Mohra, że w pierścieniu sprężystym zachodzi z dużym przybliżeniem równość:

$$\sigma_t(r) \cdot r = \text{const},$$

gdzie $\sigma_t(r)$ oznacza naprężenie obwodowe w pierścieniu w punkcie o promieniu bieżącym r .

Uwzględniając, że odkształcenia obwodowe obydwu pierścieni obudowy są równe, otrzymuje się równanie równowagi połowy obudowy przeciętej płaszczyzną pionową przechodzącą przez oś szybu:

$$\int_{-\frac{\pi}{2}}^{\frac{\pi}{2}} (p_g \cdot r_z + p_w \cdot p_k \cdot r_k) \cos \varphi \cdot d\varphi = 2 (\sigma_{ow} \cdot d_w + \sigma_{oz} \cdot d_z), \quad (3.125)$$

gdzie:

$$\frac{\sigma_{ow}}{E_w} = \frac{\sigma_{oz}}{E_z},$$

przy czym σ_{ow} , σ_{oz} oznacza średnie naprężenie obwodowe w pierścieniu wewnętrznym i zewnętrznym; pozostałe oznaczenia jak we wzorach (3.114), (3.115) i na rysunku 3.23.

Po przekształceniu:

$$\sigma_{ow} = \frac{p_g \cdot r_z + p_w \cdot r_z}{d_w + \frac{E_z}{E_w} d_w}, \quad (3.126)$$

$$\sigma_{oz} = \frac{E_z}{E_w} \sigma_{ow}, \quad (3.127)$$

$$\sigma_{tw} = \sigma_{ow} \frac{r_w + r_z}{2r}, \quad (3.128)$$

$$\sigma_{tz} = \sigma_{oz} \frac{r_z + r_k}{2r}, \quad (3.129)$$

gdzie:

σ_{tw} , σ_{tz} oznaczają naprężenie obwodowe w pierścieniu wewnętrznym i zewnętrznym; pozostałe oznaczenia jak we wzorach (3.120) i (3.121).

W celu określenia ciągłości pierścieni nośnych obudowy naprężenia przyczepności określa się

wg wzoru:

$$2\sigma_{ow} \cdot d_w + 2\sigma_{rz} \cdot r_k = 2p_w \cdot r_k, \quad (3.130)$$

przy czym powinna zachodzić nierówność:

$$\sigma_{rz} = p_w - \sigma_{ow} \frac{d_w}{r_k} \leq R_{rz}, \quad (3.131)$$

gdzie: R_{rr} oznacza przyczepność dwu pierścieni obudowy (np. tubingu i betonu), pozostałe oznaczenia jak we wzorach (3.110) i (3.111).

Grubość pierścieni obudowy wyznacza się jak dla obudowy wielowarstwowej poddanej działaniu ciśnienia stałego p_g na pierścień zewnętrzny i działaniu ciśnienia wody p_w na pierścień wewnętrzny. Wielkość naprężeń obwodowych sprawdza się metodą naprężeń dopuszczalnych:

$$\sigma_{ow} \frac{r_w + r_k}{2r_w} \leq k_w, \quad (3.132)$$

$$\sigma_{oz} \frac{r_z + r_k}{2r_k} \leq k_z \quad (3.133)$$

lub granicznych:

$$m_w \cdot \sigma_{ow} \frac{r_w + r_k}{2r_w} \leq R_{bw}, \quad (3.134)$$

$$m_z \cdot \sigma_{oz} \frac{r_z + r_k}{2r_k} \leq R_{bz}. \quad (3.135)$$

Naprężenia przyczepności na kontakcie dwóch pierścieni powinny spełniać równość:

$$\sigma_{rr} = p_w - \sigma_{ow} \frac{d_w}{r_k} \leq R_{rr}, \quad (3.136)$$

gdzie R_{rr} oznacza przyczepność dwóch pierścieni wyrażoną w dodatnich jednostkach naprężeń.

Obliczanie grubości obudowy zespolonej wg normy BN-79/0434-03

Grubość elementów obudowy zespolonej zależy od wartości stosunku:

$$\frac{E_2}{E_1},$$

gdzie:

E_2 – współczynnik sprężystości zewnętrznego elementu (pierścienia) obudowy zespolonej, MPa,

E_1 – współczynnik sprężystości wewnętrznego elementu pierścienia) obudowy zespolonej, MPa.

Współczynnik sprężystości dla betonu należy przyjmować wg normy PN-84/B-03264 (Tabl. 3.41).

Współczynnik sprężystości muru z cegły E_{km} należy obliczać wg wzoru:

$$E_{km} = 0,8 a_s \cdot R_{nc}, \quad (3.137)$$

gdzie:

a_s – cecha sprężystości muru z cegły wg PN-67/B-03002 (dla marki zaprawy R_z większej niż 12 MPa należy przyjmować wartość jak dla $R_z = 12$ MPa),

R_{nc} – wytrzymałość normowa na ściskanie muru z cegły, MPa (Tabl. 3.49).

Współczynnik sprężystości muru z betonitów E_{kG} należy obliczać wg wzoru:

$$E_{kG} = 1200 R_{nb}, \quad (3.138)$$

gdzie R_{nb} oznacza wytrzymałość normową na ściskanie muru z betonitów, MPa (Tabl. 3.50). Przy doborze grubości obudowy można się posługiwać nomogramem podanym w normie BN-79/0434-03.

Aby sprawdzić grubość obudowy zespolonej, należy określić reakcję między elementami obudowy zespolonej p_R wg wzoru:

$$p_R = \frac{2p}{\frac{E_2}{E_1}(1-R_2^{-2})\left(\frac{R_1^2+1}{R_1^2-1}-v_1\right)+R_2^{-2}+1}, \quad (3.139)$$

gdzie:

$$R_2 = \frac{r_2}{r_1}, \quad R_1 = \frac{r_1}{r_w},$$

gdzie:

P – obciążenie obliczeniowe obudowy zespolonej, MPa,

r_w – promień szybu w świetle obudowy, cm,

r_1 – promień zewnętrzny wewnętrznego pierścienia (elementu) obudowy zespolonej, cm,

r_2 – promień zewnętrzny obudowy zespolonej, cm,

v_1 – współczynnik odkształcenia poprzecznego wewnętrznego elementu obudowy zespolonej (w przypadku obudowy z cegły lub betonitów $v_1 = 0$, w przypadku obudowy z betonu wartość współczynnika odkształcenia poprzecznego wg normy PN-84/B-03264 należy przyjmować $v_b = 1/6$),

E_1, E_2 jak we wzorze (3.136).

Grubość wewnętrznego elementu (pierścienia) obudowy zespolonej należy obliczać jak grubość obudowy pojedynczej, przy czym jako obciążenie należy przyjąć p_R .

Grubość zewnętrznego elementu (pierścienia) obudowy zespolonej należy obliczać jak grubość obudowy pojedynczej, przyjmując jako obciążenie obliczeniowe różnicę $p - p_R$. Można też sprawdzać grubość obudowy zespolonej w sposób uproszczony.

Jeżeli grubość obudowy wstępnej z cegły klinkierowej wynosi $1 \frac{1}{2}$ cegły, to grubość wewnętrznego pierścienia betonowego zespolonej obudowy betonowo-ceglanej można określać jak grubość pojedynczej obudowy betonowej, przy czym wartości współczynnika korekcyjnego m należy przyjmować:

$$m = 1,00 \text{ dla } \frac{E_2}{E_1} = 0,1,$$

$$m = 0,95 \text{ dla } \frac{E_2}{E_1} = 0,2,$$

$$m = 0,90 \text{ dla } \frac{E_2}{E_1} = 0,3.$$

3.5. Obliczanie głowicy szybowej

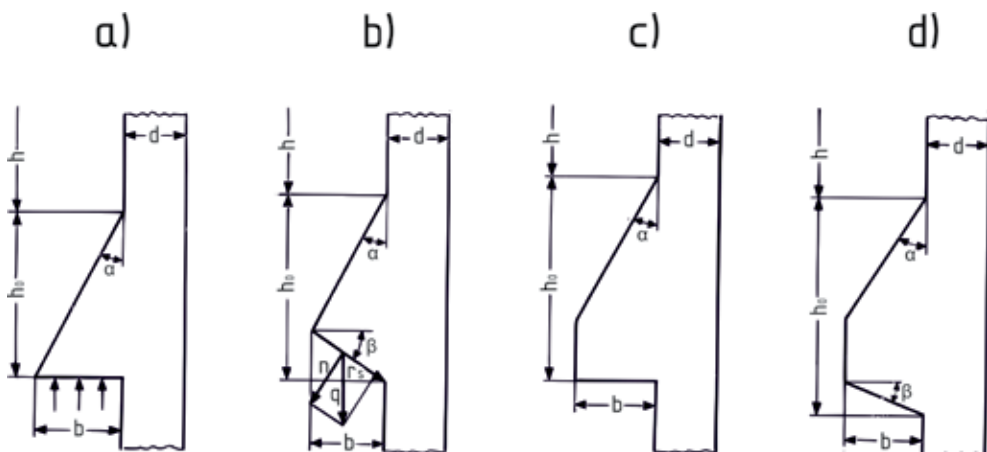
Głowica szybu może być ostateczna lub tymczasowa. Przy obliczaniu głowicy ostatecznej należy uwzględnić dodatkowe obciążenia wynikające z funkcji szybu oraz urządzeń i budowli, które będą wzniesione w bezpośrednim sąsiedztwie szybu i będą wywierać na nią dodatkowe obciążenie. Tego rodzaju głowica nie będzie przedmiotem naszych rozważań. Natomiast głowicę tymczasową oblicza się tak jak obudowę szybową. Ze względu na zamarzanie i wpływy atmosferyczne (obloczenia) należy stosować do jej obudowy materiały o małej nasiąkliwości, a więc cegłę, klinkier, beton lub betonity.

Głowicę szybową posadowia się zazwyczaj na głębokości ok. 10 m na tzw. stopie szybowej. Zależy to jest jednak od głębokości zalegania dostatecznie mocnej warstwy skalnej oraz innych obiektów przyszybowych, np. lunety wentylacyjnej, wieży szybowej.

3.6. Obliczanie posadowienia obudowy

W czasie głębienia szybu wykonuje się w odległości kilkunastu do kilkudziesięciu metrów wcinki w ociosie, dające w efekcie zgrubienie obudowy (Rys. 3.30). Mają one za zadanie wsparcie nadległej części obudowy o skały górotworu i przeniesienie na nie obciążenia wynikającego z ciężaru nadległej obudowy; w ten sposób odciąża się obudowę znajdującą się poniżej posadowienia (Rys. 3.30b). Siła q wynikająca z ciężaru obudowy rozkłada się na składową równoległą r_s do powierzchni nośnej stopy oraz na składową prostopadłą n . Składowa prostopadła n przenosi obciążenie

obudowy na dalsze partie skały nie przylegające do obudowy. Stopa szybowa odcina również horyzonty wodne.



Rys. 3.30 Rodzaje stóp szybowych.

a – jednostożkowa, b – dwustożkowa, c – cylindryczna jednostożkowa, d – cylindryczna dwustożkowa.

Stopy szybowe zakłada się:

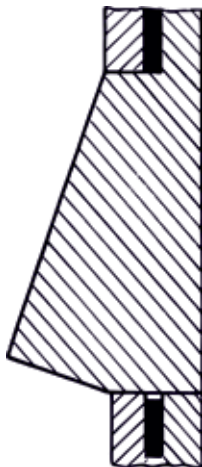
- u podstawy głowicy szybowej oraz u jej wyjścia na powierzchnię,
- nad wlotem podszybia w odległości < 10 m,
- na zakończenie rzępa szybu,
- w skałach luźnych, a zwłaszcza zawodnionych, gdy obudowa nie jest związana z górotworem,
- przy zaburzeniach tektonicznych.

Obecnie nie wykonuje się stóp szybowych w skałach zwięzłych, gdyż zakładanie obudowy murowanej lub betonowej z pełnym wypełnieniem do ociosu zapewnia dostateczne jej powiązanie z ociosem, a zatem i należyte odciążenie obudowy.

W zależności od konstrukcji stopy szybowe mogą być (Rys. 3.30):

- jednostożkowe,
- dwustożkowe,
- cylindryczne jednostożkowe,
- cylindryczne dwustożkowe.

Przy obudowach wielowarstwowych wykonuje się zazwyczaj jedną stopę dla posadowienia obu pierścieni obudowy (Rys. 3.31). W przypadku obudów stalowo-betonowych lub tubingowych wykonuje się stopy żelbetowe.



Rys. 3.31 Stopa obudowy wielowarstwowej.

Stopy szybowe wykonane z betonu oblicza się metodą stanów granicznych. Natomiast stopy szybowe wykonane z cegły lub betonitów oblicza się metodą naprężeń dopuszczalnych. Stosuje się przy tym współczynnik pewności $s = 2,5$, a w korzystnych warunkach hydrogeologicznych $s = 2,0$.

Obliczanie stóp szybowych wg normy BN-79/0434-03

Obciążenia obliczeniowe stopy szybowej Q_{ob} oblicza się wg wzoru:

$$Q_{ob} = \gamma_f \cdot \gamma_m \cdot h_m \cdot d, \quad (3.140)$$

gdzie:

γ_f – współczynnik obciążenia wg PN-74/B-02009 ($\gamma_f = 1,1$),

γ_m – ciężar objętościowy muru obudowy wg PN-74/B-02009, N/m^3 ,

h_m – wysokość odcinka obudowy nie związanego z górtworem i spoczywającego na stopie, m,

d – grubość obudowy, m.

Tabl. 3.51

Szerokość stopy szybowej b oblicza się wg wzoru:

$$b = \frac{Q_{ob}}{q_f^{(r)}} \cdot \cos \beta, \quad (3.141)$$

gdzie:

Q_{ob} – obciążenie obliczeniowe stopy szybowej, MN/m,

$q_f^{(r)}$ – obliczeniowe obciążenie jednostkowe stopy szybowej (Tabl. 3.51), MPa,

β – kąt nachylenia dolnej podstawy stopy do poziomu; należy przyjmować (w zależności od rodzaju skały wg BN-83/0434-02) następujące wartości:

- w skałach zwięzłych $\beta \leq 30^\circ$,
- w skałach spoistych, mało spoistych i sypkich niezawodnionych $\beta \leq 20^\circ$,
- w skałach spoistych, mało spoistych i sypkich zawodnionych $\beta \leq 10^\circ$.

Wysokość stopy szybowej h_o należy obliczać wg wzorów:

- dla stopy wykonanej z betonu:

$$h_o = 1,309 \sqrt{\frac{Q_{ob} \cdot b}{R_{bz}}}, \quad (3.142)$$

gdzie:

Q_{ob} – obciążenie obliczeniowe stopy szybowej, N/m²,

b – przyjęta szerokość stopy, m,

R_{bz} – wytrzymałość obliczeniowa betonu na rozciąganie (wg PN-84/B-03264), MPa;

- dla stopy wykonanej z cegły lub betonitów:

$$h_o = 1,732 \sqrt{\frac{Q_b \cdot b}{\sigma_g}}, \quad (3.143)$$

gdzie:

σ_g oznacza naprężenie na zginanie obudowy stopy, MPa; należy przyjmować:

- dla muru z cegły $\sigma_g = \frac{R_{ng}}{s}$ wg PN-67/B-03002,
- dla muru z betonitów – jak dla cegły o zbliżonej wytrzymałości.

Wysokość stopy szybowej należy sprawdzać na ścinanie wg wzorów:

dla stopy wykonanej z betonu:

$$h_o \geq \frac{Q_{ob}}{2R_{bz}}; \quad (3.144)$$

dla stopy wykonanej z cegły lub betonitów:

$$h_o \geq \frac{Q_{ob}}{k_t}, \quad (3.145)$$

gdzie:

Q_{ob} , R_{bz} jak we wzorze (3.142),

k_t – naprężenie dopuszczalne na ścinanie obudowy stopy, MPa; należy

przyjmować dla muru z cegły $k_t = \frac{R_{nt}}{s}$ – wg PN-67/B-03002; dla muru z betonitów – jak dla cegły o zbliżonej wytrzymałości.

Zestawienie wyników obliczeń obciążeń i obudowy szybowej

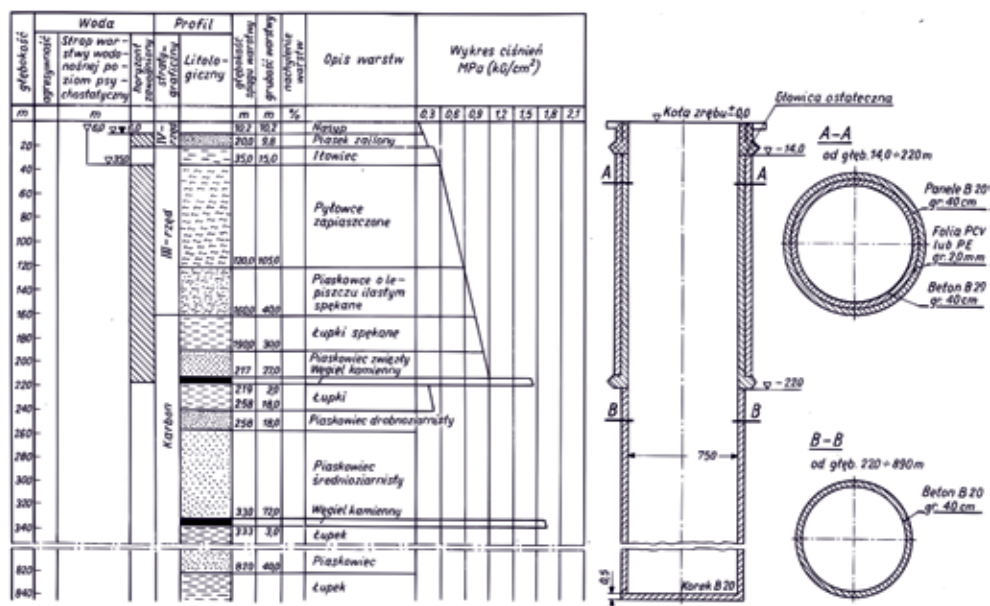
Obliczenie obciążeń i obudowy szybowej wymaga żmudnych przeliczeń, w szczególności przy dużej zmienności parametrów i znacznej głębokości szybu. Stąd też, w związku z rozwojem komputerowej techniki obliczeniowej, należy

posługiwać się obecnie specjalnymi programami. Wyniki obliczeń dotyczące obciążenia obudowy zestawia się zgodnie z tablicą 3.52.

Tabl. 3.52

Na podstawie przeprowadzonych obliczeń sporządza się wykres ciśnienia na obudowę.

Na podstawie zebranych danych i sporządzonych obliczeń sporządza się zestawienie ciśnień wody, profil litologiczno-stratygraficzny, opis warstw, wykres ciśnień i konstrukcję obudowy w rzucie pionowym oraz przekroje poprzeczne (Rys. 3.32).



Rys. 3.32 Wykres obciążenia obudowy szybu z profilem geologicznym oraz konstrukcja obudowy.

4. Roboty przygotowawcze do głębenia szybu

4.1. Harmonogram 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.

Do robót przygotowawczych przed głębeniem szybu zalicza się:

- sporządzenie dokumentacji przebijania szybu obejmującej część górniczą, mechaniczno-elektryczną i technologiczną,
- prace miernicze,
- prace administracyjno-gospodarcze,
- prace budowlane,
- prace montażowe.

Głębenie szybu jest przedsięwzięciem bardzo kosztownym.

Z tych względów zarówno potrzeba głębenia szybu, jak i sposób jego przeprowadzenia wymagają dokładnego przestudiowania.

Stwierdzenie konieczności głębenia szybu następuje przez ocenę założeń techniczno-ekonomicznych rozbudowy starej lub budowy nowej kopalni.

Z chwilą postanowienia głębenia szybu w pewnym obszarze górniczym budowa szybu powinna być zgłoszona wykonawcy. Prace przygotowawcze związane z budową szybu, z chwilą podjęcia się budowy przez wykonawcę, prowadzone są na tym etapie zarówno przez inwestora, jak i wykonawcę.

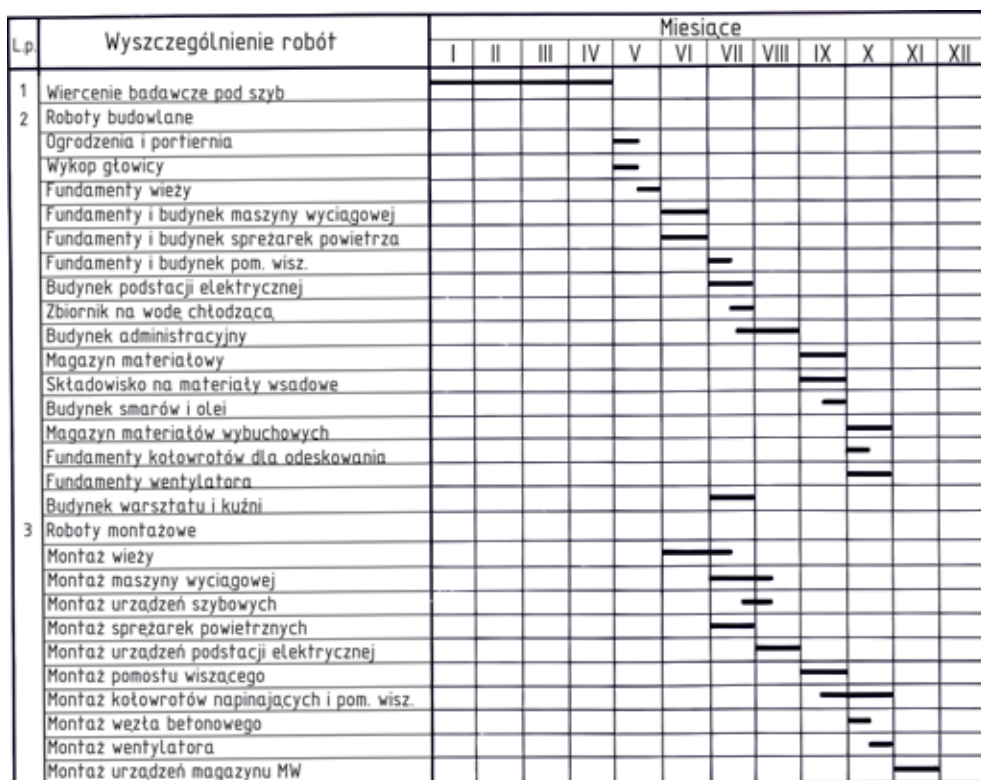
Niejednokrotnie też istnieje potrzeba uzgodnienia i prowadzenia tych prac wspólnie przez obie zainteresowane strony.

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, szczegółowej lokalizacji szybu i urządzeń związanych z funkcją szybu, uregulowania spraw własnościowych, uzyskanie odpowiednich zezwoleń na budowę od władz administracji publicznej i 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 odprowadzenie wód ściekowych, załatwienie spraw związanych z zatwierdzeniem projektu głębenia szybu, podszybi i wyrobisk bezpośrednich połączonych z szybem.

Zagadnienia te i prawidłowe ich rozwiązanie mają wpływ zarówno na koszty, jak i termin budowy szybu. Niewłaściwe uregulowanie tych zagadnień lub nieprawidłowe ich rozwiązanie, bez uzgodnienia z wykonawcami, prowadzi do późniejszych błędów w budowie szybu, przestojów i podrożenia budowy.

Konieczny okres załatwiania przez zarząd kopalni podanych zagadnień wynosi przeważnie do dwóch lat.



Rys. 4.1. Harmonogram robót przygotowawczych do głębenia szybu.

Bezpośrednio po podjęciu się budowy szybu wykonawca powinien przystąpić do wierceń badawczych i opracowania dokumentacji hydrogeologicznej.

Przed rozpoczęciem wiercenia wykonawca przy współudziale inwestora ustala szczegółową lokalizację otworu wiertniczego w stosunku do osi przyszłego szybu oraz określa ewentualne inne badania, które mają być wykonane w czasie wierceń, np. identyfikacja pokładów węgla, jak również ewentualne wykorzystanie otworu po zakończeniu wierceń badawczych do innych celów, np. do odwadniania, cementacji, mrożenia.

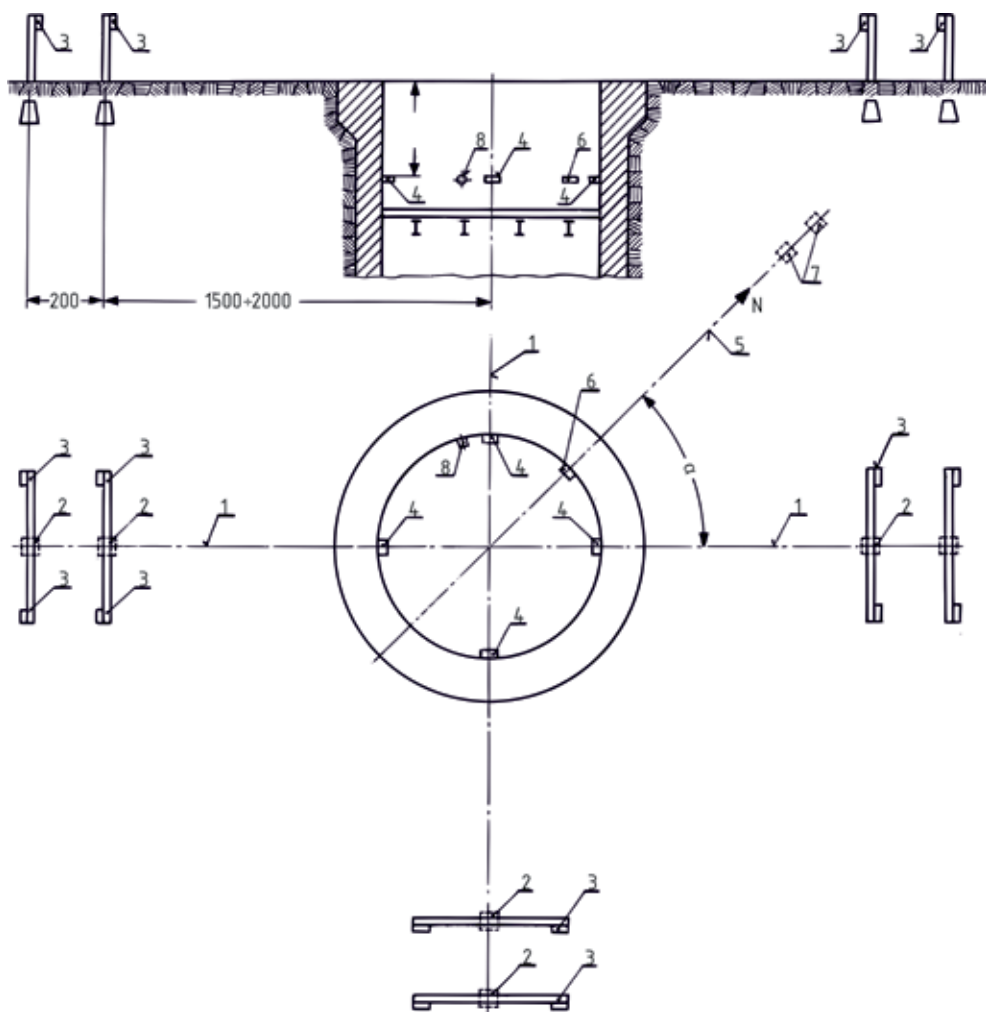
W pewnych okolicznościach, np. częściowego rozeznania górotworu na podstawie sąsiedniego szybu, ustala się, że badania przeprowadza co stwarza lepsze warunki dla planowania, kierowania i kontroli wykonawczych robót. Przykład harmonogramu pokazano w Rys. 4.1.

4.2. Prace miernicze przed głębieniem szybu

Z chwilą ustalenia lokalizacji szybu służba miernicza kopalni ustala położenie szybu w terenie. Prace te powinny być przeprowadzone zgodnie z normą BN-69/0428-03. Następuje także wyznaczanie i utrwalanie charakterystycznych punktów oraz osi szybów, wież szybowych i urządzeń wyciągowych.

Wyznaczenie szybu w terenie obejmuje (Rys. 4.2):

- wyznaczenie i trwałe oznaczenie cechy zrębu szybu (niwelacji) w odległości do 20 m od środka szybu w stosunku do poziomu morza;
 - 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.



Rys. 4.2. Wyznaczenie głównych osi szybu.

1 – główne osie szybu, 2 – kamienie miernicze oznaczające główne osie szybu, 3 – ławy oznaczające na powierzchni główne osie szybu, 4 – klamry w szybie oznaczające główne osie szybu, 5 – kierunek północ–południe, 6 – klamra utrwalająca w szybie kierunek północ–południe, 7 – kamienie miernicze oznaczające na powierzchni kierunek północ–południe, 8 – bolec w obudowie szybu utrwalający niwelację głowicy.

Środek szybu znajduje się w punkcie 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.

W czasie wykonywania głowicy szybu wyznaczony środek szybu ulega 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 głębiania należy utrwalać w terenie będą tylko na określonej długości otworu.

W niektórych przypadkach dla zmniejszenia kosztów głębiania szybu zakłada się, iż zlokalizuje się go w miejscu najkorzystniejszym – 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 1 względy mające wpływ na lokalizację szybu przesadzają o jego umiejscowieniu i wtedy w okresie wierceń badawczych można już wykonywać wiele robót przygotowawczych, jak np. budowa drogi, budynków administracyjno-gospodarczych.

Po ustaleniu metody głębiania szybu oraz wyposażenia wykonawca może przystąpić do opracowania projektu uzbrojenia placu budowy, organizacji i technologii głębiania szybu, jak również opracowania aktów koncesyjnych dla urządzeń wydobywczych i pomostu wiszącego, wymaganych przepisami władz górniczych.

Dla właściwego sporządzenia projektu organizacji robót i technologii głębiania szybu wykonawca musi uprzednio przeprowadzić rozeznanie administracyjno-gospodarcze. Polega ono na uzgodnieniu z inwestorem sposobu i zakresu uzbrojenia terenu z uwzględnieniem spraw związanych z ochroną środowiska, wydzielenie 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 górniczych. Opracowanie harmonogramu jest ważną czynnością, gdyż przedstawia ono roboty następujące po sobie (tzw. nitkowe) i zazębiające się, 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. 4.2). Na powierzchni miejsce utrwalenia osi należy oznaczyć tzw. ławami.

Po wykonaniu głowicy (gardzieli) szybu główne osie należy przenieść do szybu. W tym celu na głębokości ok. 3 m poniżej zrębu szybu zabudowuje się na kierun-

kach osi cztery klamry żelazne 4 (Rys. 4.2), na których przez nacięcia utrwała się kierunki osi. Należy również przenieść i utrwalić kierunek północ – południe oraz cechę niwelacyjną. Są one potrzebne przy wyliczeniu kierunków i poziomów wyrobisk prowadzonych z szybu oraz zabudowaniu zbrojenia.

4.3. Zagospodarowanie placu budowy

Zagospodarowanie placu budowy odbywać się może w ramach zagospodarowania całości placu budowy nowej lub już 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. Obok bocznicy należy przewidzieć rampę wyładowczą i place składowe materiałów budowlanych.

3. Wyrównanie terenu albo przeprowadzenie niwelacji do ostatecznego poziomu przyszybowego. Jeżeli pozwala na to ukształtowanie terenu i ostateczne zagospodarowanie kopalni, to szyb głębi się przed zniwelowaniem terenu przyszybowego, co przyspiesza wykonanie prac bezpośrednio po sobie następujących, czyli tzw. nitkowych. Niwelację wykonuje się wtedy po ukończeniu głębiania szybu, w czasie budowy ostatecznej głowicy szybu, fundamentów wieży ostatecznej i budynku przyszybowego.

4. Doprowadzenie wody pitnej i przemysłowej wykonuje się jako ostateczne w ramach zagospodarowania całości kopalni albo tymczasowe na okres głębiania szybu i wykonywania prac budowlanych. Zapotrzebowanie na wodę przemysłową dla celów budowlanych i chłodniczych wynosi 100 do 300 dm³/min. Woda musi być uprzednio zbadana, czy nadaje się do użycia ze względu na zanieczyszczenia fizyczne i chemiczne. Niekiedy wykonuje się ujęcie wody w stawach i potokach. Należy przy tym zwrócić uwagę na okresowe zmiany stanu wody, szczególnie w po-

rze jesiennej i zimowej, gdyż ujęcie wody może się okazać niewystarczające. Jest to szczególnie ważne, gdy głębienie szybu na pewnym odcinku odbywa się metodą zamrażania, które wymaga większych ilości wody. Niekiedy dla zaopatrzenia placu budowy w wodę wykonuje się studnie na placu przyszybowym. 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 pewnej ilości wody dla celów ruchowych na wypadek awarii pompowni lub rurociągów oraz dla celów przeciwpożarowych wykonuje się na placu szybowym zbiorniki wody o pojemności do 300 m³. Rurociągi wodne rozprowadzające wodę po placu budowy wykorzystuje się również dla celów przeciwpożarowych, urządzając obok budynków punkty gaśnicze. Dla zmniejszenia zużycia wody stosuje się zamknięty obieg wody chłodniczej. W tym celu nad zbiornikiem wody montuje się instalację chłodniczą wody najczęściej w postaci odcinkowej chłodni.

5. Oprócz odprowadzania wody używanej dla celów ruchowych należy również przewidzieć odprowadzenie wód szybowych, które mogą być bardzo zanieczyszczone. Dlatego przed odprowadzeniem ich do ogólnej kanalizacji lub potoków powinny być oczyszczone w osadnikach. Wody ściekowe, które w wielu przypadkach są zasolone, należy odprowadzić tak, aby nie zniszczyć pól na polach ani rybostanu w stawach. 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 ogrodzony. W przypadku głębienia szybu na terenie istniejącej kopalni należy go również w miarę możliwości odgrodzić, zabezpieczyć przed wejściem osób postronnych.

7. Na placu szybowym należy urządzić rampę lub zabudować suwnicę do załadunku, wyładunku maszyn i ciężkiego sprzętu. Składowiska i drogi powinny być utwardzone, najlepiej płytami lub asfaltem.

8. Teren przyszybowy, a zwłaszcza drogi dojazdowe, dojścia i składowiska, jak również drogi odwozu urobku i dowozu materiałów powinny być oświetlone.

9. Na placu przyszybowym powinna być wybudowana stacja transformatorów i rozdzielnia; powinno się doprowadzić prąd elektryczny potrzebny do głębenia szybu. W okresie robót przygotowawczych stosuje się stacje transformatorowe przewoźne o mocy 200 kW. W zależności od średnicy, głębokości szybu, dopływu wód i metody głębenia szybu zapotrzebowanie na moc elektryczną jest różne i wynosi od 500 do 5000 kW. Najczęściej stosuje się dwa napięcia robocze 500 V dla mniejszych urządzeń wyciągowych, sprężarek, pomp i kołowrotów oraz 6000 V dla większych urządzeń wyciągowych i sprężarek powietrznych. Zapotrzebowanie na moc elektryczną w różnych okresach głębenia szybu jest zmienne. Z tych powodów dla uniknięcia strat mocy biernej należy stosować kondensatory i mniejsze jednostki transformatorowe, które mogą być podłączone albo odłączone w miarę zmiany zapotrzebowania. Stacje transformatorowe mogą być napowietrzne lub umieszcza się je w budynkach tymczasowych. Stosuje się też podstacje ostateczne, przeznaczając na ten cel wybudowane wcześniej sekcje budynku ostatecznego. Do zasilania w energię elektryczną urządza się podrozdzielnię (przy szybach gazowych w budynku maszyny wyciągowej, a przy szybach zwykłych – w wieży szybowej), z której zasilają się urządzenia w szybie. Na placu przyszybowym energię elektryczną przesyła się kablami, przy czym ze względu na krótkotrwałość tych instalacji montuje się trasy napowietrzne. 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 wentylacji, odwadniania lub zamrażania. Tam gdzie uzyskanie drugiego źródła zasilania nie jest możliwe lub tam, gdzie w okresie burz możliwe są wyłączenia prądu nawet z dwóch źródeł, należy na szybie zainstalować przenośną elektrownię napędzaną silnikiem spalinowym dostarczającą energię elektryczną w ilości zezwalającej na utrzymanie wentylacji stanu wód w szybie na takim poziomie, aby nie dopuścić do zatopienia pomp. Zaniedbanie zabezpieczenia bezawaryjnej dostawy energii elektrycznej odbija się bardzo na postępie głębenia szybów i zachowaniu bezpieczeństwa. W niektórych przypadkach, jak np. przy szybach z zagrożeniem gazowym lub wodnym, głębenie szybu bez zasilania w energię z dwu źródeł i awaryjnego pogotowania przenośnej elektrowni spalinowej jest niemożliwe.

10. Doprowadzenie linii telefonicznej podłączanej do sieci resortowej i ogólnej sieci pocztowej w kraju jest nieodzownym warunkiem zachowania bezpieczeństwa i należytej organizacji pracy. Podłączenie telefoniczne powinno być również czynne całą dobę. W niektórych przypadkach instaluje się również na szybach łączność radiową.

11. Przed przystąpieniem do budowy głowicy szybu oraz prac budowlano-montażowych urządzeń do głębiania szybu, należy na placu przyszybowym wybudować szopy na materiały budowlane, dla ochrony ludzi, ubrań i sprzętu, poza tym należy urządzić ustęp, prowizoryczną umywalnię, kantorek dla kierownika budowy oraz zapewnić noclegi dla załogi budowanej. Jeżeli to ostatnie nie jest możliwe to do czasu wybudowania hotelu robotniczego należy dowozić ludzi na budowę. Do tych wstępnych prac zaleca się stosowanie prowizorycznych przewoźnych pomieszczeń typu kontenerowego.

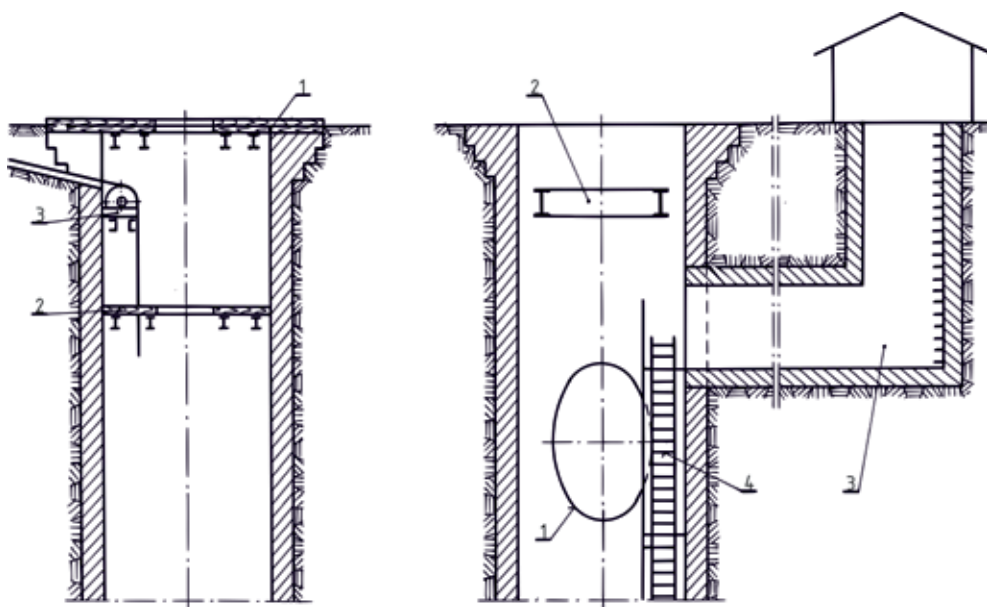
4.4. Wykonywanie głowicy szybu

Głębokość głowicy nie jest ściśle określona i w zależności od funkcji szybu może wynosić od kilku do kilkunastu metrów.

Inne wyposażenie głowicy na okres głębiania w stosunku do wyposażenia głowicy ostatecznej stwarza często konieczność budowania tzw. głowicy tymczasowej, która po ukończeniu głębiania szybu zostaje wyburzona, a na jej miejscu wykonuje się głowicę ostateczną.

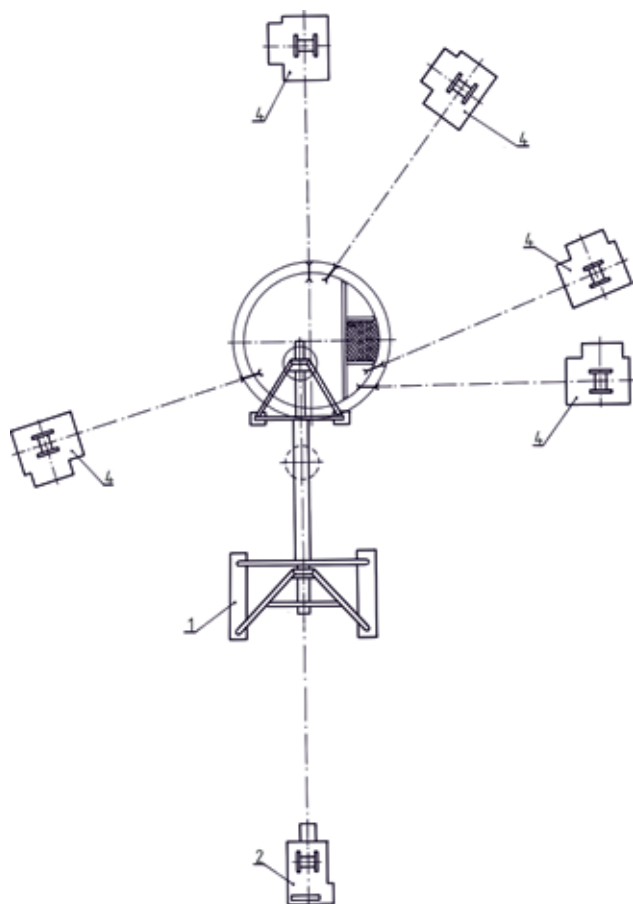
W głowicy tymczasowej mieści się wyposażenie związane z głębianiem szybu, tj. konstrukcja nośna kół kierujących lub nośnych pomostu wiszącego, ramy napiągającej, odeskowania dla obudowy, pomost bezpieczeństwa, kołowrotki dla pionu głównego i pionów dla zbrojenia szybu, wejście z przedziału drabinowego, wyloty kanałów dla lin.

Jedno z rozwiązań głowicy tymczasowej pokazano na Rys. 4.3.



Rys. 4.3. Przykład tymczasowej głowicy szybu.
1 – pomost roboczy, 2 – pomost bezpieczeństwa,
3 – jedno z kół do podwieszenia odeskowania obudowy.

Na wyposażenie głowicy ostatecznej składają się: urządzenie grzewcze na okres zimy, pomost zakrywający szyb, wyjście z przedziału drabinowego, konstrukcja wsporna dla części prowadniczej wieży wyciągowej, ujście kanałów dla rurociągów i kabli, ujścia kanału wentylacyjnego, posadzkowego, ucieczkowego, żelazne klapy przeciwpożarowe. Przykład rozwiązania głowicy ostatecznej pokazano na Rys. 4.4.



Rys. 4.4. Przykład ostatecznej głowicy szybu wentylacyjnego.
 1 – kanał wentylacyjny, 2 – belki fundamentowe wieży, 3 – wyjście zapasowe,
 4 – przedział drabinowy.

Przy stosowaniu niektórych metod specjalnych, np. metody zamrażania lub opuszczonej obudowy, tymczasowa głowica szybowa powinna być dostosowana do urządzeń, jakie są w tej metodzie stosowane.

Głowicę szybową wykonuje się bądź w skałach luźnych, bądź w skałach zwięzłych. W przypadku występowania zawodnionych skał luźnych i wysokiego poziomu wód gruntowych wykonuje się otwartymi wykopami jedynie górną część głowicy do głębokości 1,5 do 2,0 m, zaś pozostałą część głowicy jedną z metod specjalnych.

W przypadku występowania niezawodnionych skał luźnych albo skałach zwięzłych wykonuje się głowicę szybu na całą długość, tj. 8 do 12 m.

Bardzo często obecnie przedłuża się głowicę nawet do 50 m i głębi się ją z zastosowaniem urządzeń prowizorycznych. Podyktowane jest to tym, że:

1. Przejście metodą zwykłą lub za pomocą obudowy opuszczonej przez zawodnione utwory czwartorzędu nasuwa wątpliwość, czy zostanie ono zakończone podwózeniem. W przypadku nieudanego zagłębienia głowicy jednym z podanych sposobów usuwa się prowizoryczny wyciąg i wieżę oraz odwierca otwory mrozeniowe.

2. W czasie głębenia głowicy jedną z podanych metod bardzo często dochodzi do naruszenia pierwotnej struktury i osunięcia się górotworu. W tym przypadku zostałyby uszkodzone fundamenty pod wieżę do głębenia, a ta uległaby skrzywieniu. Przy stosowaniu urządzeń prowizorycznych osuwanie się górotworu nie jest groźne. Ważne jest to, że w czasie głębenia głowicy ciężka wieża do głębenia do pełnej głębokości nie obciąża przyległego górotworu. Po zgłębieniu szybu do skał związanych i uspokojeniu naruszonego górotworu wokół szybu (a niekiedy i wzmocnieniu go przez cementację) wykonuje się fundamenty wieży i przystępuje do jej montażu.

3. W skałach związanych zawodnionych głębenie przedłużonej głowicy daje ten efekt, że w okresie robót przygotowawczych istnieje możliwość przejścia i zacementowania skał wodonośnych, co jest pracą żmudną i długotrwałą. Niejednokrotnie prace te zazębiają się z robotami przygotowawczymi. Tak np. na zmianie rannej wykonuje się montaż wyposażania wieży, a na popołudniowej i nocnej prowadzone są prace w szybie.

4. Zagłębianie szybu jest pracą nitkową w budowie kopalni, dlatego zgłębienie szybu do 50 m w okresie robót przygotowawczych wpływa na przyspieszenie budowy kopalni o dwa do trzech miesięcy. Z tych też względów obecnie coraz częściej stosuje się 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 obudowę głowicy tymczasowej, następnie wyburzenie jej i obudowę głowicy ostatecznej wykonuje się coraz częściej głowice ostateczne, przystosowujące je do celów szybu.

Przed rozpoczęciem głębenia głowicy szybu wyrównuje się teren, a następnie wyznacza osie szybu i jego środek. Po wyznaczeniu środka szybu obrysowuje się na

gruncie zarys szybu. Skały luźne urabia się koparkami mechanicznymi, natomiast związane za pomocą materiałów wybuchowych.

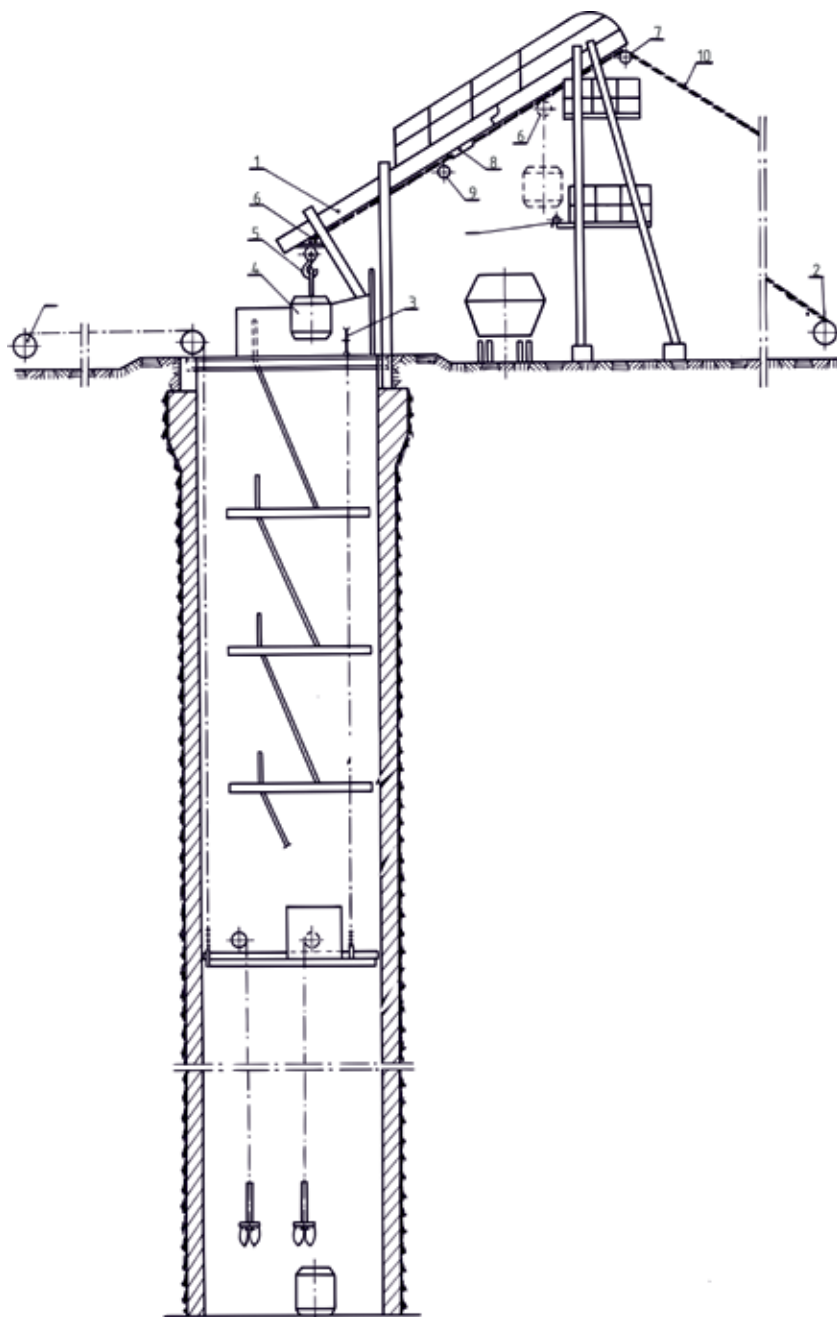
Do głębokości 4 m skałę z przodku wydobywa się koparką lub przenośnikami taśmowymi i podaje do samochodowych wywrotek. Materiały budowlane podaje się za pomocą zsuwni. Przy prowadzeniu wykopu głowicy do głębokości ok. 12 m urobek wydobywa się i opuszcza się materiały za pomocą żurawia samochodowego odpowiednio przystosowanego do zawieszania kubła o pojemności 0,3 do 0,5 m³. Obróty żurawia ułatwiają w znaczny sposób rozładowanie kubła z urobku i załadunku materiałów budowlanych. Opuszczenie zaprawy do głębokości 12 m wykonuje się najczęściej lutnią ϕ 300 mm, masę betonową podaje się z leja betonowozu w dół węzłem gumowym o średnicy 150 mm.

Po osiągnięciu przez głowicę głębokości 5 do 8 m wykonuje się na zrębie szybu mocny pomost roboczy z przelotem dla kubła zabezpieczonym otwieranymi kłapami oraz otworem (również zabezpieczonym kłapą) dla dojścia do przedziału drabinowego.

Przy zagłębianiu głowicy szybu górnicy schodzą i wychodzą drabinami, zbudowanymi najczęściej w prowizorycznym przedziale drabinowym, który po zagłębieniu całej głowicy wymienia się na właściwe uzbrojenie.

Głębianie głowicy szybu do 50 m podyktowane jest też koniecznością zabudowania dla właściwego głębiania dwupodestowego pomostu wiszącego – ramy napięjącej, odeskowania dla obudowy szybu oraz ładowarki chwytakowej.

Urządzenia te montuje się po zagłębieniu głowicy do ok. 50 m i zainstalowaniu wieży. Przy zagłębianiu głowicy na głębokości od 12 do 50 m do wyciągania urobku i dostawy materiałów dla obudowy stosuje się wieże wyciągowe małych rozmiarów i kołowroty elektryczne.

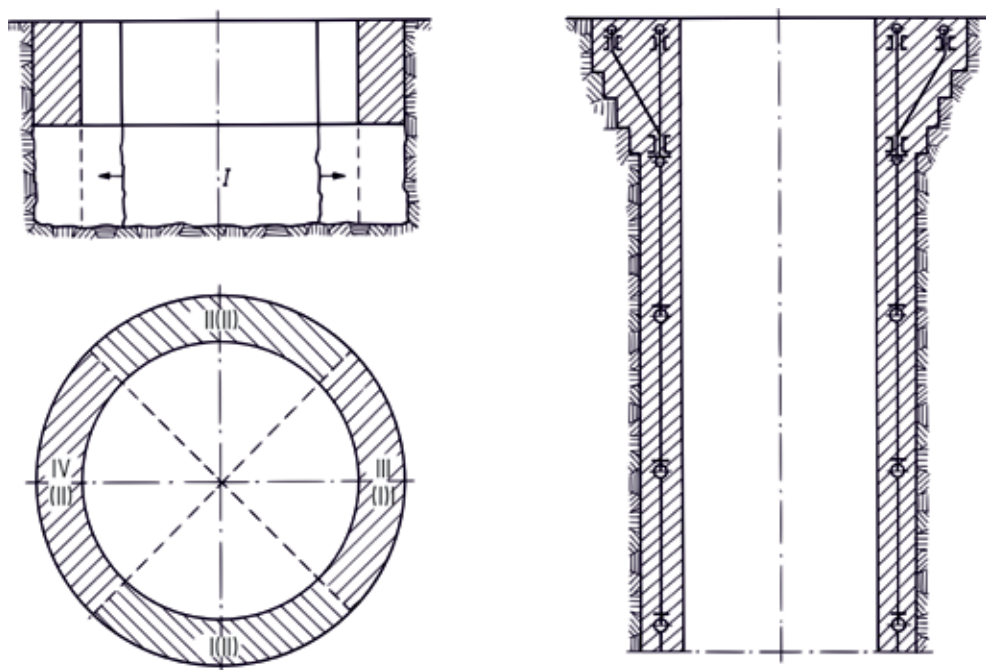


Rys. 4.5. Prowizoryczne urządzenie wyciągowe „Żyrafa” do głębenia głowic szybowych.
1 – konstrukcja nośna typu „Żyrafa”, 2 – kołowrót wyciągowy typu WB-100DZ, 3 – kołowrót™
wyciągowy typu ŁPM-10, 4 – kubel urobkowy z hakiem, 5 – zblocze z hakiem, 6 – wózek jaz-
dy, 7 – koło linowe ϕ 600 mm, 8 – górne i dolne stanowisko postojowe, 9 – uchwyt dla kubła,
10 – lina wyciągowa.

Charakterystyka wieżyczki stalowej typu „Żyrafa” (Rys. 4.5):

- wysokość do osi kół linowych, m..... 9,79
- wymiary podstawy, m..... $5,6 \times 12,0$
- nośność KN (T)..... 2,4 (24)
- masa, t..... 8,4

W skałach słabych, które zazwyczaj występują w górnych warstwach, głębenie i wznoszenie obudowy wykonuje się najczęściej segmentami (Rys. 4.6). W skałach tych mających tendencje do usuwania się, obudowę wykonuje się na ciągłach ze stali okrągłej o średnicy 30 mm, umieszczonych w obudowie w odstępach 1,0 do 1,5 m. Dla należytego rozkładu obciążeń na grunt głowice na zrębie szybu wyposaża się w specjalnie poszerzony wieniec podstawowy (Rys. 4.7).



Rys. 4.6. Schemat głębenia i wznoszenia obudowy segmentami (z lewej).
I, II, III, IV – kolejność głębenia i wykonywania obudowy segmentami (z prawej).

Rys. 4.7. Głowica szybu głębionego przy zastosowaniu obudowy podwieszanej na ciągłach ze stali okrągłej.

W wieńcu tym rozmieszcza się pierścienie stalowe CNP16 lub CNP18 dla uchwycenia cięgieł obudowy podwieszanej.

Tymczasową głowicę szybową wykonuje się najczęściej z cegły klasy 150 wypalanej w nieco wyższej temperaturze, (tzw. ostropalowej) lub bloków betonowych, tzw. betonitów.

W niektórych przypadkach, np. dla zabezpieczenia obudowy przed działaniem wód agresywnych, uzyskanie dużej wytrzymałości, zabezpieczenia przed zniszczeniem obudowy wskutek oblodzenia szybów wdechowych w okresie zimowym, wykonuje się obudowę z cegły klinkierowej o wytrzymałości na ściskanie ~ 35 MPa (350 kg/cm^2).

Ostateczne głowice szybowe, zwłaszcza przy większych średnicach szybów, wykonuje się bardzo często z betonu lub żelbetu. W celu zapewnienia dostatecznie dobrych warunków dla wykonania obudowy betonowej i uzyskania żądanej wytrzymałości betonu, w czasie głębenia w luźnych skałach wykonuje się segmentami zewnętrzną obudowę tymczasową grubości 25 lub 38 cm. Po zgłębieniu i obudowaniu głowice obudowy tymczasowej wykonuje się ostateczną obudowę betonową.

W skałach dostatecznie zwięzłych, np. karbońskich, piaskowcach i łupkach, można wykonywać obudowę betonową stosując w czasie głębenia dla zabezpieczenia ociosów obudowę tymczasową. Obudowę tymczasową mogą być stalowe pierścienie ze stali profilowanej CNP16 rozmieszczone w odstępach co 0,5 lub 1,0 m. Same ociosy zabezpiecza się siatką stalową o oczkach $50 \times 50 \text{ mm}$.

Można też stosować obudowę kotwiovą lub oba rodzaje obudowy. Przy wykonywaniu obudowy ostatecznej obudowę tymczasową najczęściej zabetonowuje się.

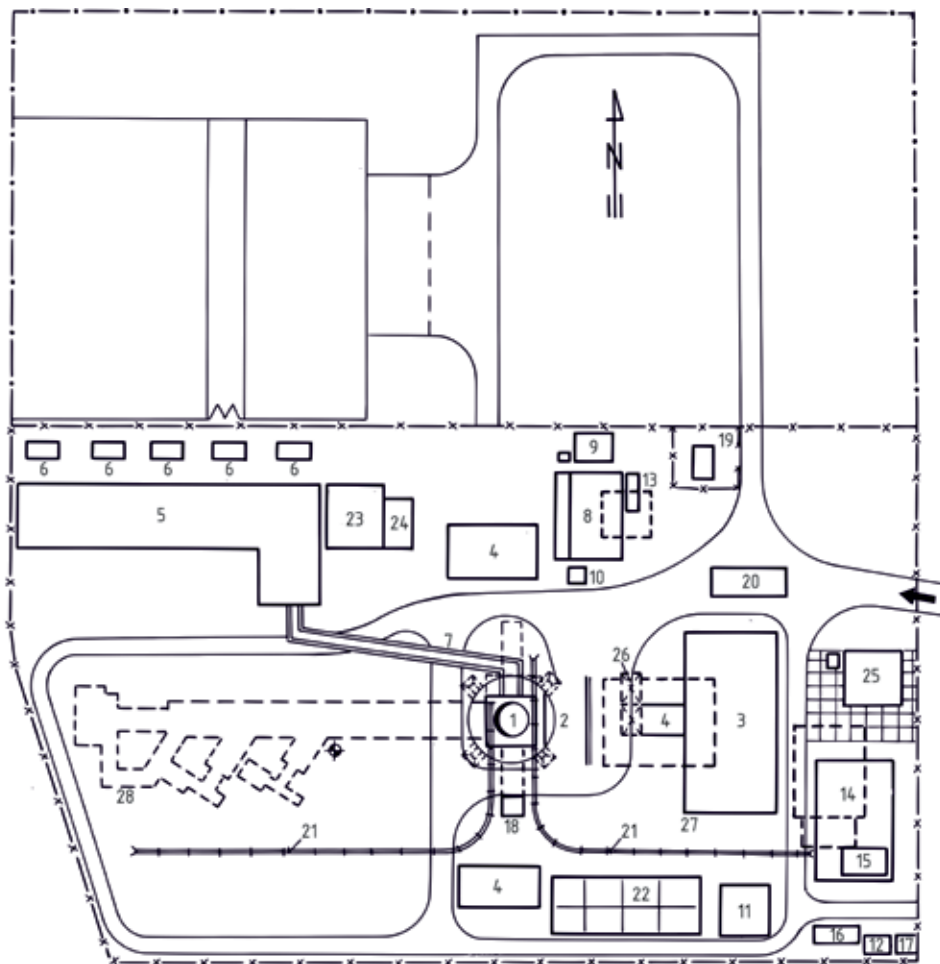
Dopływ wody do przodku w czasie głębenia głowicy, zależnie od wielkości i głębokości głowicy, szczerpuje się kubłami albo pompami przodkowymi elektrycznymi lub pneumatycznymi.

Urobek do kubłów po wykonaniu pomostu na zrębie szybu załadowuje się ładowarką Gryf-1p.

Wykonanie głowicy szybu do głębokości 10 do 12 m, przy użyciu żurawia samochodowego, w średnich warunkach hydrogeologicznych i techniczno-organizacyjnych zajmuje ok. 30 dni.

4.5. Budynki i urządzenia pomocnicze

Rozmieszczenie budynków i urządzeń potrzebnych przy głębieniu szybu powinno być uzgodnione z rozmieszczeniem budynków i urządzeń ostatecznych, które mają być wybudowane w czasie głębienia szybu. W celu obniżenia kosztów budowy szybu wykorzystuje się w miarę możliwości niektóre budynki ostateczne, adaptując je dla różnych potrzeb w czasie głębienia szybu, np. sekcje budynku ostatecznej podstacji elektrycznej wykorzystuje się jako podstawę prowizoryczną, podobnie używa się łaźni lub warsztatów kopalnianych. Przykład rozmieszczenia urządzeń potrzebnych podczas głębienia jednego szybu pokazano na Rys. 4.8.



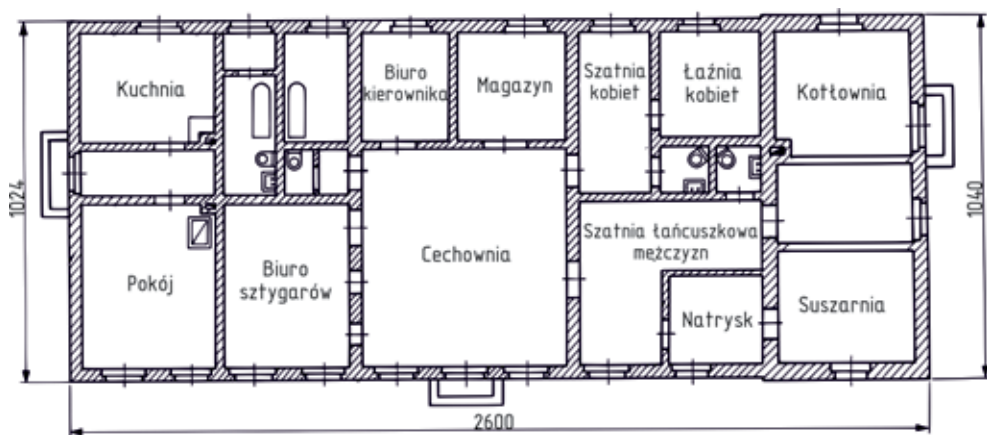
Rys. 4.8. Plan sytuacyjny placu budowy i rozmieszczenia urządzeń niezbędnych przy głębieniu szybu.

1 – wieża wyciągowa typu Poznań, 2 – zsypania urobku ze ścianą oporową, 3 – budynek dla dwóch maszyn wyciągowych typu $3,5 \times 2A$, 4 – zadaszenie kołowrotów pomostu wiszącego i odeskowania, 5 – budynek dla pięciu agregatów mroźniowych, 6 – skraplacz typu SNW-300, 7 – kanał ługowy, 8 – budynek dla trzech sprężarek powietrznych typu L-33, 9 – zbiornik wody do chłodzenia sprężarek powietrznych, 10 – fundament pod zbiornik wyrównawczy powietrza sprężonego 11 – budynek warsztatu i kuźni, 12 – magazyn gazów technicznych, 13 – magazyn smarów i olejów, 14 – budynek administracyjno-socjalny dla 100-osobowej załogi 15 – kotłownia w budynku socjalnym, 16 – osadnik gnilny trójkomorowy, 17 – składowisko opału, 18 – zadaszenie nad dwoma wentylatorami, 19 – przyszybowa skrzynia strzałowa, 20 – myjnia samochodowa, 21 – trasa wciągnika elektrycznego nośności 5k N, 22 – osadnika wód pojemności 300 m³, 23 – podstacja energetyczna 6/0,5 kV, 24 – stacja transformatorów 6/05 kV (2×1000 kVA), 25 – portiernia (stróżówka) wraz z pomieszczeniem lampowni, 26 – miejsce na ustawienie kołowrotu awaryjnego typu „Ases”, 27 – plac składowy.

Podczas głębenia szybu potrzebne są następujące budynki:

Budynek administracyjno-gospodarczy. Obejmuje on pomieszczenia biurowe dla kierownictwa budowy, dozoru, pomocy biurowej oraz magazyniera, izbę zborną dla odpraw i szkolenia załogi, szatnię, łaźnię oddzielnie dla mężczyzn, kobiet i dozoru, suszarnię ubrań szybowych, kotłownię, izbę sanitarną (punkt opatrunkowy), ustępy, magazyn drobnego sprzętu i materiałów ruchowych, kotłownię centralnego ogrzewania, pomieszczenia do przyrządzania posiłków 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 budowanych w pierwszym etapie, np. łaźni, punktu opatrunkowego itp., pomieszczeń tymczasowych nie wykonuje się. Z tych też względów budynek ten ma różne wymiary i rozwiązania. Jedno z takich rozwiązań pokazano na rys. 4.9. Ze względu na warunki klimatyczne budynek jest murowany.

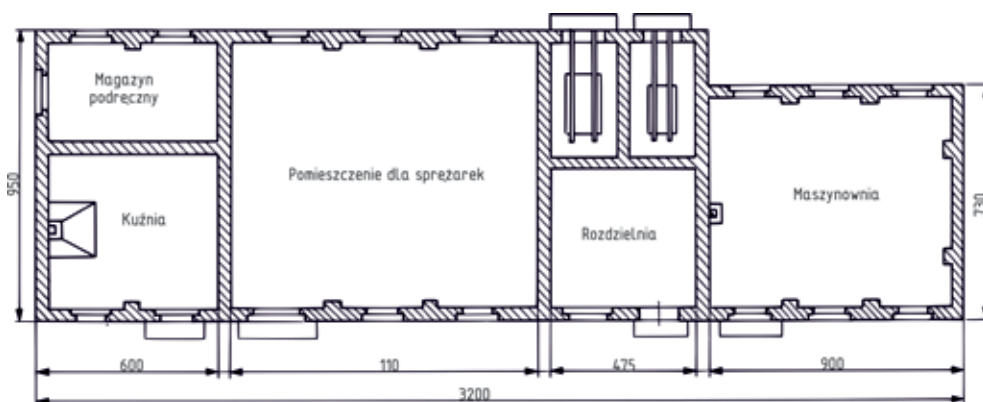


Rys. 4.9. Przykład budynku administracyjno-gospodarczego.

Lampownia. Jest najczęściej związana z budynkiem administracyjno-gospodarczym. Wielkość lampowni zależy od liczby 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 do 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 pokazano na Rys. 4.10.



Rys. 4.10. Przykład lampowni przyszybowej.

1, 2 – ładownice do lamp, 3 – butla na wodę destylowaną, 4 – zbiornik na lęg, 5 – filtr do lęgu, 6 – mieszadło do lęgu, 7 – urządzenie do napełniania lamp elektrolitem, 8 – umywalki, 9 – destylator do 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.

Budynek warsztatowy. Składa się on najczęściej z jednego pomieszczenia (Rys. 4.11). Na rysunku tym przedstawiono zblokowane pomieszczenia warsztatu, sprzętów, rozdzielni, maszyny wyciągowej. Pomieszczenie to wyposażone jest w stoły ślusarskie, regały na młotki pneumatyczne i wiertarki będące w użyciu i naprawie, w palenisko kuzienne, w ostrzałkę mechaniczną i wiertarkę, a niekiedy i tokarkę. Do budynku warsztatowego przylegają najczęściej pomieszczenia do przechowywania butli z tlenem i acetylenem. Wymiary budynku uzależnione są od wielkości szybu, spodziewanych trudności przy głębieniu szybu (np. przy dużym dopływie wody – wykonywanie bieżących napraw pomp) oraz od oddalania miejsca budowy od własnej bazy przedsiębiorstwa wykonującego budowę. Wymiary wynoszą 5×6 do

8 × 10 m. Budynek jest murowany z pianobetonów lub cegły, a dach ma konstrukcję stalową.

Rys. 4.11. Przykład rozwiązania pomieszczania maszyny wyciągowej, sprężarek, kuźni, podstawy elektrycznej i podręcznego magazynu.

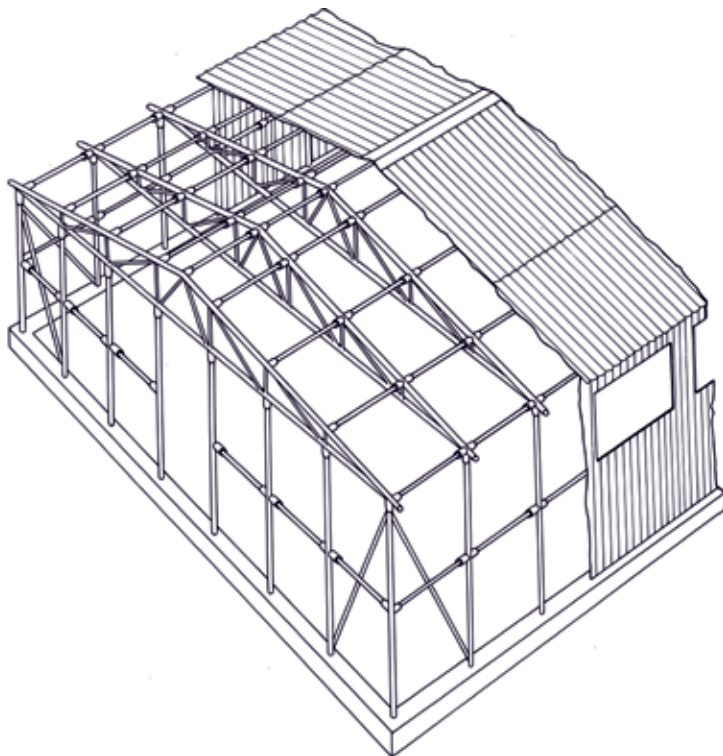
Budynek sprężarek. Ma on wymiary dostosowane do liczby sprężarek i ich rodzaju. Jeden głębiony szyb wyposaża się w dwie sprężarki, dwa szyby – w trzy do czterech. Wewnątrz budynku sprężarek wykonuje się fundamenty dla sprężarek wraz z silnikami i pompami dla wody chłodzącej, kanały kablowe i dla rurociągów wodnych. Z pomieszczeniem na sprężarki związane są również fundamenty pod zbiorniki powietrza sprężonego, który umieszcza się na zewnątrz pomieszczenia oraz zbiornik wody chłodniczej i dla celów przeciwpożarowych.

Konstrukcja budynku podobna jest do poprzedniej (Rys. 4.11). Fundamenty sprężarek są betonowane. Wymiary budynku wynoszą 6 × 8 do 9 × 12 m. Zbiornik wodny jest murowany lub betonowy, uszczelniony papą i lepikiem. Murową konstrukcję tego budynku zastępuje się obecnie konstrukcją z elementów stalowych pokrytych blachą falistą.

Rozdzielnia energii elektrycznej z pomieszczeniem na transformatory. Buduje się ją z materiałów ogniotrwałych zgodnie z przepisami obowiązującymi dla tego rodzaju obiektów. Budynek ten obejmuje pomieszczenia dla transformatorów, rozdzielni wysokiego i niskiego napięcia oraz niekiedy pomieszczenia dla dyżurnych elektryków. Dla zmniejszenia kosztów buduje się coraz częściej napowietrzne stacje transformatorowe. 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 przedstawiono na Rys. 4.11.

Magazyn materiałów. Przeznaczony jest na składowanie materiałów budowlanych. Obecnie stosuje się najczęściej konstrukcję przenośną z rurek stalowych, przy czym ściany i pokrycie dachu są z blachy falistej. Konstrukcja składa się z segmentów, przez co w zależności od potrzeby można dobierać odpowiednio ich wielkość.

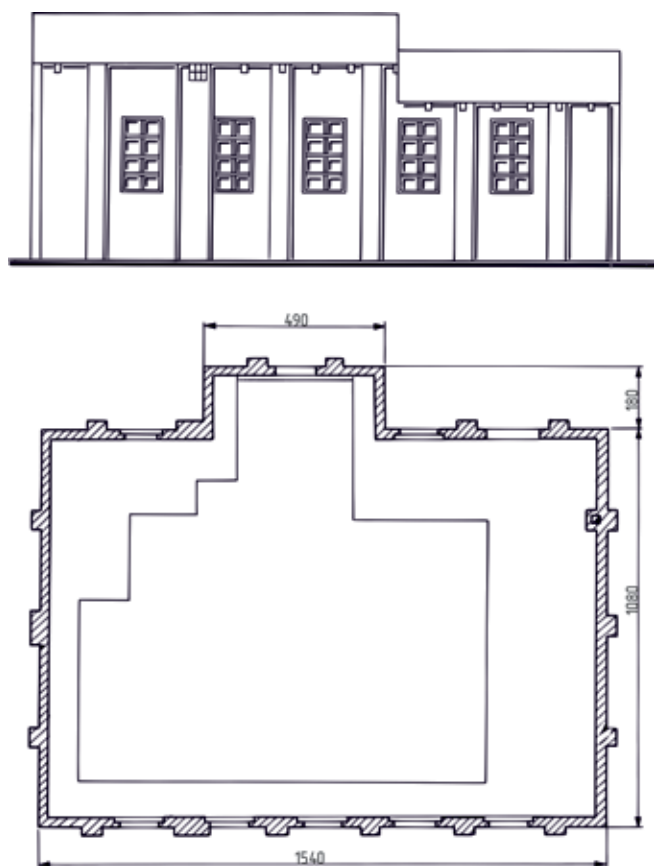
Wymiary zasadnicze tego rodzaju pomieszczeń wynoszą 6×5 do 6×12 m. Przykład rozwiązania tego rodzaju pomieszczenia przedstawiono na Rys. 4.12.



Rys. 4.12. Rozbieralny magazyn na materiały budowlane.

Budynek wciągarek pomostu wiszącego i odeskowania obudowy. Wykonuje się go w postaci zadaszenia z rurek stalowych pokrytych blachą falistą. Wymiary zależą od wielkości i liczby wciągarek. Wykonuje się go jako murowany budynek zamknięty lub jako zadaszenie.

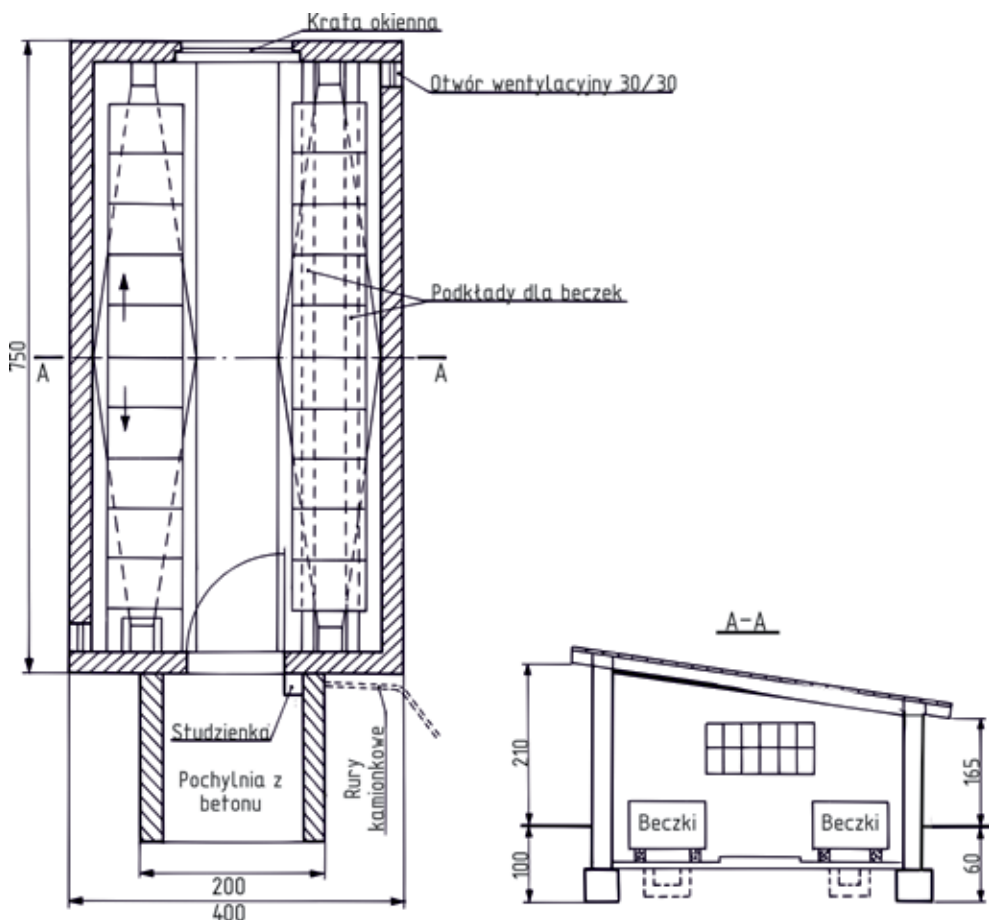
Budynek maszyny wyciągowej. Jest to najczęściej budynek murowany z bloków pianobetonowych lub o rozbieralnej konstrukcji rurowej, której ściany i dach wykonane są z blachy falistej (Rys. 4.13). Wymiary budynku uzależnione są od wymiarów maszyny wyciągowej i wynoszą zwykle: szerokość 9 do 10 m, długość 10 do 12 m. Fundament maszyny wyciągowej wykonuje się z betonu ubijanego lub żelbetu.



Rys. 4.13. Budynek dla maszyny wyciągowej z cewami (typu BO-5500 Huta Zgoda).

Pomieszczenie dla wentylatora. Wykonuje się je najczęściej obok zadaszenia dla wciągarek, często pod jednym dachem. Wymiary wynoszą najczęściej 4×4 m. Konstrukcja jest rozbieralna stalowa.

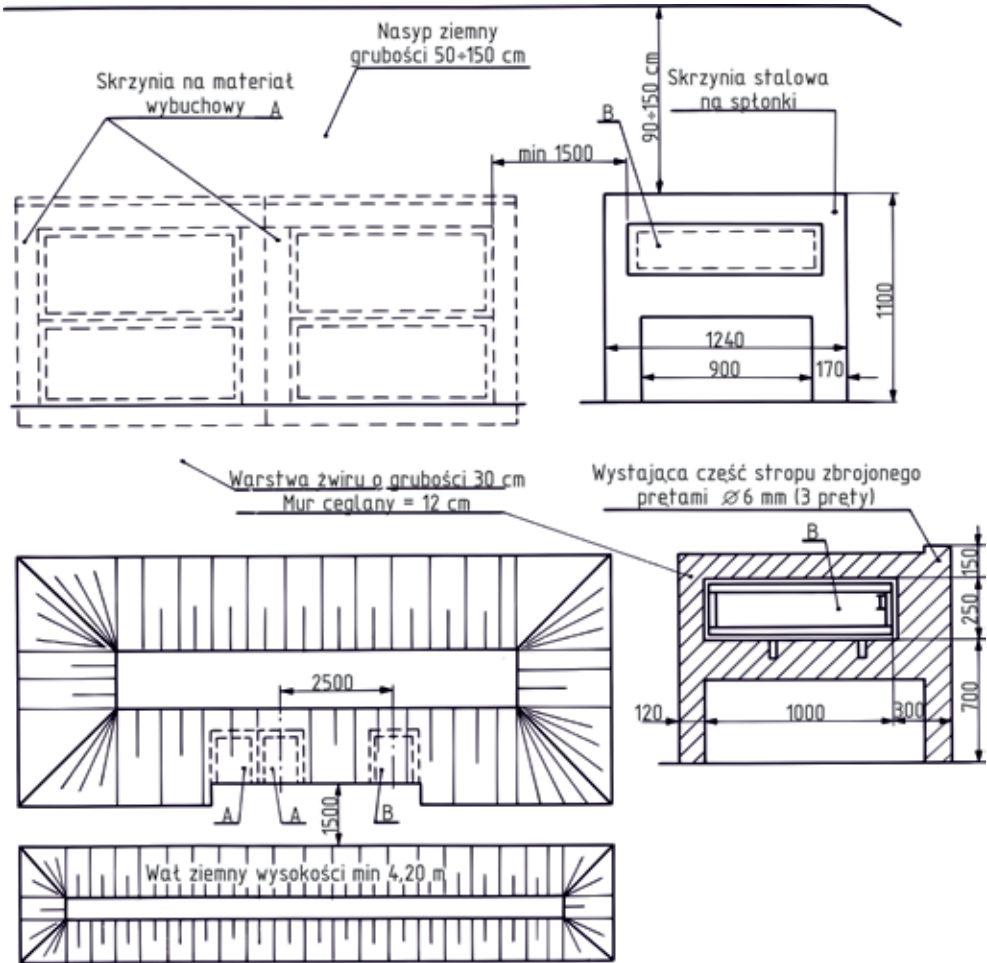
Magazyn materiałów łatwopalnych, smarów i olejów. Magazyn ten mieści się na placu przyszybowym. Konstrukcja budynku jest murowana lub stalowa rozbieralna, strop ognioodporny. Niekiedy wkopuje się go w ziemię. Przykład rozwiązania magazynu przedstawiono na Rys. 4.14.



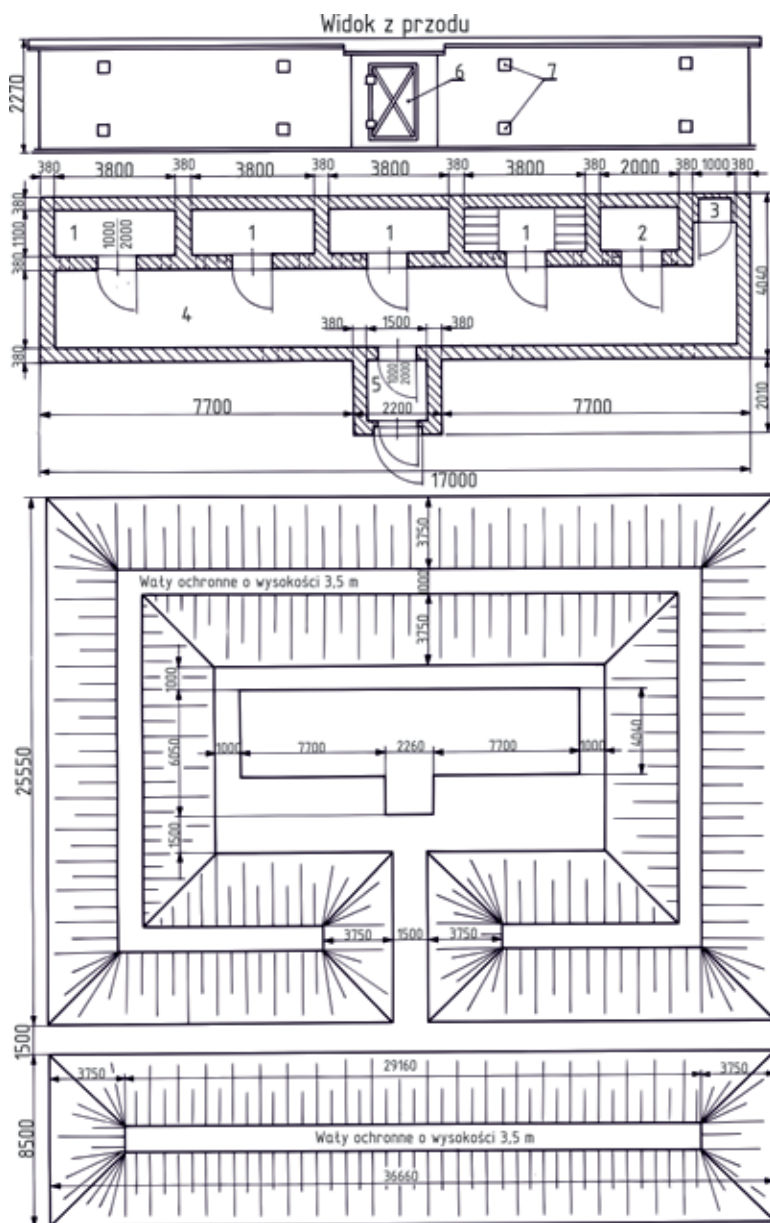
Rys. 4.14. Prowizoryczny magazyn smarów i olei.

Skład materiałów wybuchowych. W przypadku gdy zapewniona jest codzienna dostawa materiału wybuchowego z magazynu kopalni, to wykonuje się w pobliżu szybu, z zachowaniem odpowiednich przepisów górniczych dotyczących lokalizacji, podręczny skład materiałów wybuchowych i środków zapalczych od 100 lub 200 kg MW i 500 albo 1000 sztuk zapalników. Jest to rodzaj skrzyni przyprzodkowej. Jeżeli transport materiałów wybuchowych jest utrudniony, to buduje się w pewnej odległości od szybu, z zachowaniem wszystkich niezbędnych przepisów. Można w nim przechowywać materiały wybuchowe do 2000 kg.

Typowe rozwiązania składow zatwierdzonych przez Władze Górnicze przedstawiono na Rys. 4.15 i 4.16.

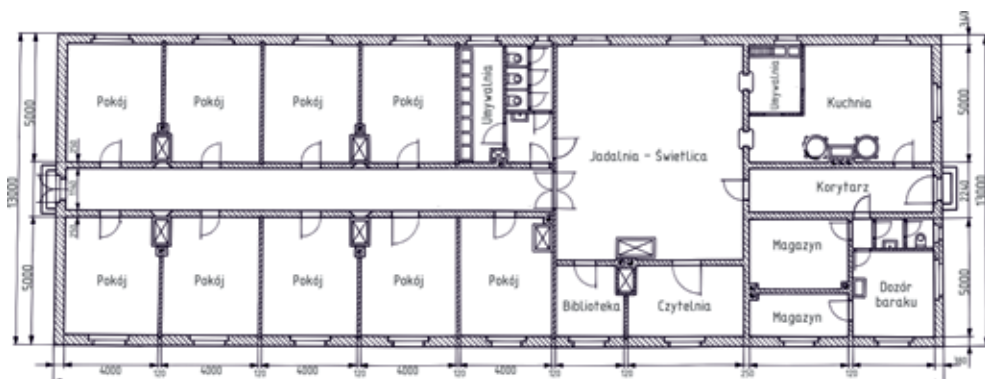


Rys. 4.15. Podręczny skład materiału wybuchowego.



Rys. 4.16. Naziemny 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.

Pomieszczenie mieszkalne dla załogi. Buduje się je w zależności od potrzeby, a lokalizacja budynku uzależniona jest od miejscowych warunków. Konstrukcja budynków jest z bloków pianobetonowych lub innych materiałów (Rys. 4.17).



Rys. 4.17. Pomieszczenie mieszkalne dla załogi budującej szyb.

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 zaliczyć stare zwały i usypiska kopalniane, świeżo zniwelowane grunty, tereny podmokłe oraz o kurzawkowym podłożu, tereny podebrane robotami górniczymi, osuwiskowe itd. 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 na uwadze ujemne oddziaływanie pracy niektórych maszyn na fundamenty i budynki, np. drgania wywołane przez sprężarki.

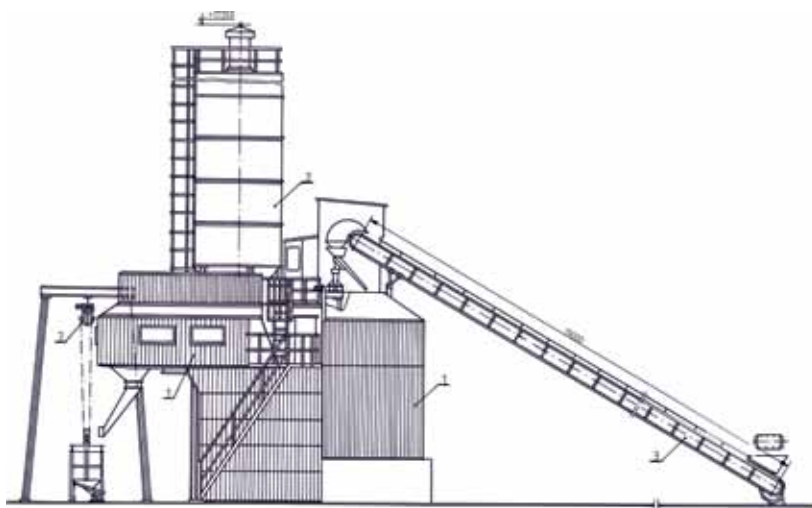
Zespół urządzeń i konstrukcji służących do przygotowania masy betonowej. Na zespół ten, zwany też „węzłem betonowym”, składają się:

- betoniarki,
- wagi,
- dozowniki,
- pojemniki dla cementu luzem,

- przenośniki do transportu kruszywa i piasku,
- podajniki cementu,
- instalacja wodna,
- instalacja ogrzewcza,
- składowiska piasku i kruszyw z podziałem na asortyment,
- urządzenia dostawcze do transportu gotowej masy betonowej do szybu,
- leje załadownicze masy betonowej do kubłów materiałowych.

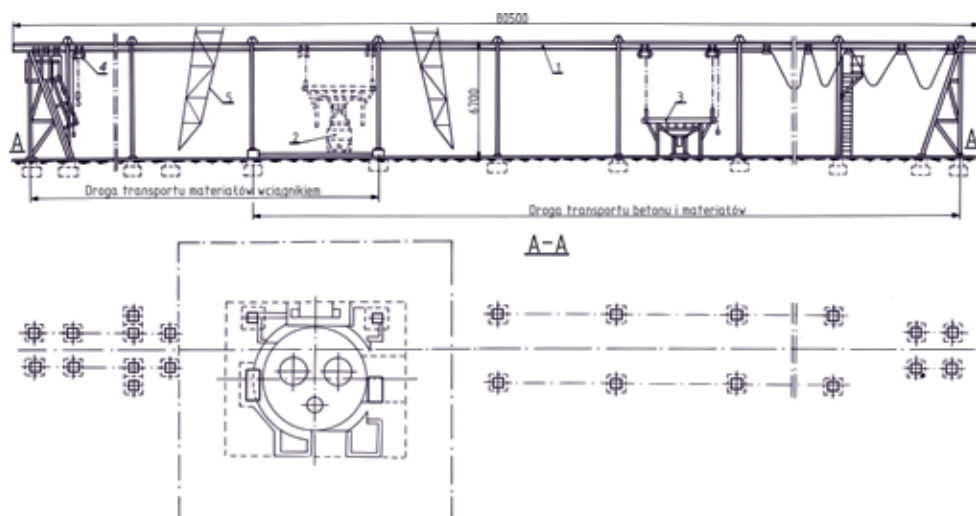
Odpowiednie ujęcie w cyklu technologicznym wymienionych urządzeń i konstrukcji stwarza możliwość pełnego zmechanizowania a nawet zautomatyzowania czynności związanych z przygotowaniem masy betonowej odpowiedniej klasy wytrzymałościowej.

Przykład rozwiązania przyszybowego węzła betonowego przedstawiono na Rys. 4.18 i 4.19, a charakterystykę techniczną podano w Tabl. 4.1.



Rys. 4.18. Węzeł betonowy przy szybie.

1 – zespół przygotowania masy betonowej, 2 – pojemniki do cementu luzem, 3 – przenośniki dla transportu kruszywa i piasku, 4 – podajnik cementu luzem, 5 – instalacja wodna, 6 – składowiska piasków i kruszyw, 7 – urządzenia odstawcze dla transportu gotowej masy betonowej do wieży szybowej.



Rys. 4.19. Urządzenie do transportu betonu i materiałów do wieży szybowej. 1 – urządzenie odstawcze dla transportu gotowej masy betonowej i materiałów do wieży szybowej, 2 – kubel materiałowy, 3 – leje załadunkowe masy betonowej do kubłów materiałowych, 4 – wciągarka dla transportu kubła i materiałów, 5 – wieża szybowa.

Tabl. 4.1

Niekiedy masa betonowa dostarczana jest na teren budowy z centralnego węzła betonowego. W tym przypadku przy szybie urządza się stanowisko wyładawcze i załadawcze masy betonowej do kubłów materiałowych.

Oprócz wspomnianych obiektów wykonuje się również niższego rodzaju drobne roboty budowlane, jak fundamenty kołowrotów, estakady dla wciągników, stanowiska prób ładowarek, pomp itp.

4.6. Wieże do głębinia szybów

Do głębinia szybów stosuje się wieże tymczasowe bądź wieże tzw. kołowe typu ogólnie przyjętego w kopalniach. Te ostatnie mogą być instalowane jako wieże ostateczne lub jako wieże prowizoryczne na okres głębinia szybu oraz wykonywania udostępniających złoże górniczych robót poziomych.

Stosowane obecnie w polskim budownictwie szybowym wieże tymczasowe do głębinia szybu wykonane są z rur lub ze stali profilowej. Stosowane niegdyś wieże drewniane obecnie wyszły całkowicie z użycia.

Główne parametry stosowanych obecnie wież tymczasowych podano w Tabl. 4.2.

Konstrukcje wież stalowych tymczasowych rurowych przedstawiono na Rys. 4.20 i 4.21. Konstrukcję wieży tymczasowej ze stali profilowej przedstawiono na rys 4.22.

Tabl. 4.2

Rys. 4.20. Wieża tymczasowa stalowa dwuwyciągowa konstrukcji rurowej bezzastrzałowa typu Poznań (P-III).

Rys. 4.21. Wieża tymczasowa do głębenia szybów konstrukcji rurowej (fotografia) typu Poznań (P-V).

Rys. 4.22. Wieża tymczasowa stalowa jednowyciągowa ze stali profilowanej typu „lekkiego”.

Wieże kozłowe stosuje się do głębenia szybów w nowych kopalniach. Umożliwiają one zainstalowanie urządzeń klatkowych w okresie od dwóch do trzech miesięcy od zakończenia głębenia szybu. Po zakończeniu głębenia szybu wieże dostosowuje się do urządzenia klatkowego, usuwając urządzenia związane z wyciągiem kubłowym. Są to wieże konstrukcji stalowej z żelaza profilowego.

W polskim budownictwie kopalń stosowane są dwa rodzaje tego typu wież: jednowyciągowa i dwuwyciągowa (Rys. 4.23).

Rys. 4.23. Wieża tymczasowa stalowa dwuwyciągowa ze stali profilowanej typu kozłowego.

Tabl. 4.3

Obecnie wieże te ze względu na duże głębokości szybów i małą pojemność kubła są rzadziej stosowane.

W szczególnych przypadkach przystosowuje się do głębenia szybów ostateczne wieże kopalniane typu kozłowego. W tym przypadku po wykonaniu głowicy szybu do 50 m wykonuje się wieżę, montuje urządzenia, a następnie głębi szyb. Pozwala to na zainstalowanie kubłów o znacznie większej pojemności.

W obliczaniu konstrukcji wież do głębenia szybów, oprócz normalnych obliczeń dla tego rodzaju konstrukcji, muszą być wzięte pod uwagę specjalne warunki, jakie narzuca specyfikacja pracy i stosowanie wież przy głębeniu szybu.

Obliczenia te muszą uwzględniać siły naciągu lin wydobywczych i przewodniczych przy przyjętym najbliższym i najdalszym położeniu urządzenia wyciągowego od osi wieży. Muszą one również uwzględniać możliwość przesuwania w założonych granicach osi wyciągu kubłowego zarówno w kierunku poprzecznym, jak i podłużnym w stosunku do maszyny wyciągowej, gdyż w czasie głębinienia szybu usytuowanie osi wyciągu kubłowego może ulegać zmianom.

Należy też przewidzieć minimalną i maksymalną wysokość zabudowania wieży wysypu dla urobku ze względu na zachowanie wolnej drogi przejazdowej, tj. odległości pomiędzy wyłącznikiem krańcowym a kołem linowym.

Wolna droga przejazdu ponad kubłem znajdującym się w górnym położeniu roboczym przy ciągnięciu urobku powinna wynosić co najmniej:

- przy prędkości do 2 m/s – 1,5 m,
- przy prędkości od 2 m/s do 6 m/s – 3 m,
- przy prędkości powyżej 6 m/s – 5 m.

Wytrzymałość wieży powinna być obliczona dla maksymalnego obciążenia ruchowego powiększonego o 65% ze względu na rozruch, hamowanie urządzenia wyciągowego oraz obniżenie dynamiczne, przy czym przez maksymalne obciążenie ruchowe rozumie się obciążenie statyczne, pochodzące od urządzenia wyciągowego i urządzeń pomocniczych (przewodników linowych, pomostu wiszącego, szalunku stalowego, kabli oświetleniowych, kabla strzelniczego itp.) obciążających konstrukcję wieży.

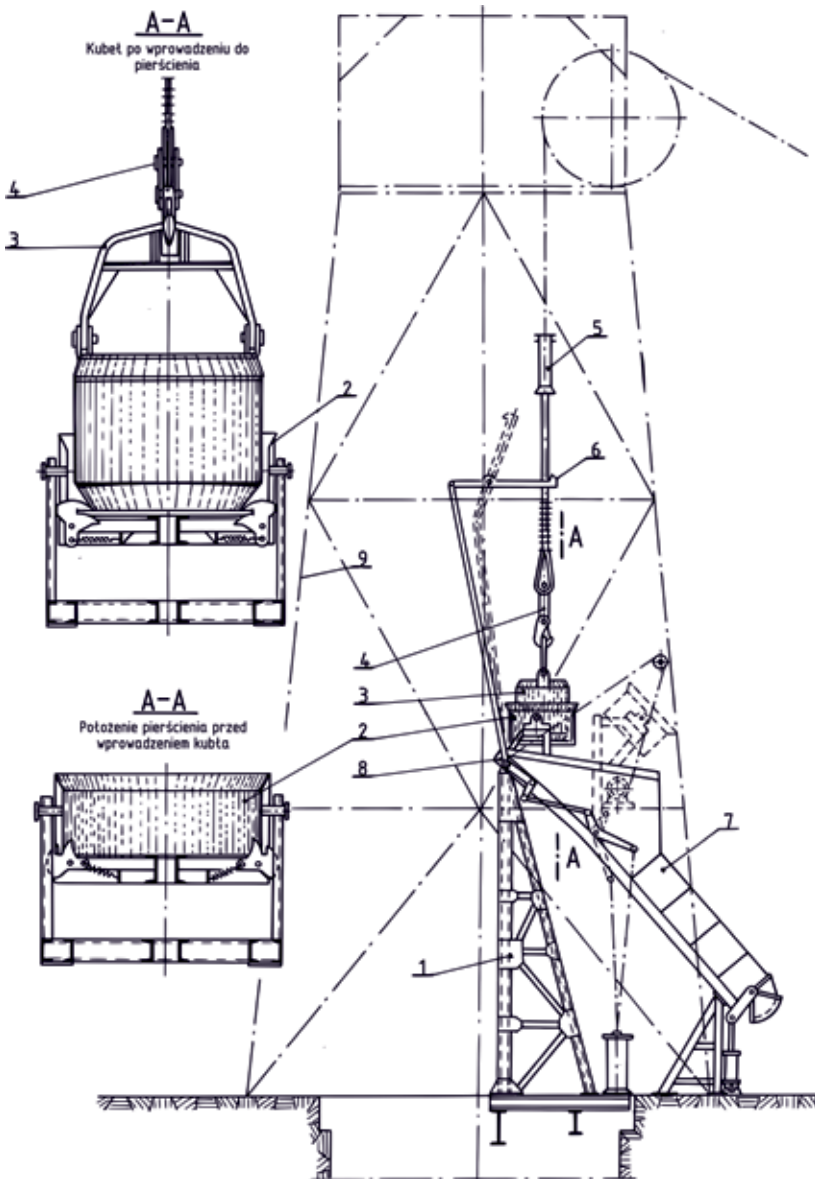
Wieże wyposaża się w pomost wyciągowy, pomost kół linowych, pomost podchwytów oraz system drabin zezwalających na kontrolę wieży i kół linowych.

Pomost wysypowy w wieży konstruuje się zazwyczaj jako wolno stojący, luźno połączony z konstrukcją wieży.

Konstrukcję pomostu wysypowego (Rys. 4.24, 4.25, 4.26) powinien charakteryzować co najmniej sześciokrotny współczynnik bezpieczeństwa w stosunku do maksymalnego równomiernie rozłożonego obciążenia statycznego. Podesty pomostów muszą być wyposażone w bariery chroniące obsługę przed wypadnięciem do szybu i krawężniki chroniące przed opadnięciem przedmiotów. Części ruchome napędów

klap, przeciwcieżarów i dźwigni sterujących powinny być wyposażone w odpowiednie osłony zabezpieczające przed ich przypadkowym uruchomieniem.

Rys. 4.24. Wysyp samowyladowczy dwukubłowy. 1 – konstrukcja wysypu, 2 – kosz samowyladowczy, 3 – kubel, 4 – zawiesie, 5 – sanki, 6 – podest podchwytów, 7, 8 – podest wyladowczy, 9 – wieża szybowa 10 – zbiornik wysypu.



Rys. 4.25. Urządzenie samowyladowcze dla kubłów urobkowych. 1 – konstrukcja wysypu, 2 – kosz samowyladowczy, 3 – kubek, 4 – zawiesie, 5 – sanki prowadnicze, 6 – podchwyty sanek, 7 – zbiornik wysypu, 8 – podest wyladowczy, 9 – wieża szybowa.

Rys. 4.26. Urządzenia samowyladowcze na pomoście wysypowym dla kubłów o pojemności 3 i 4 m³.

W miejscu przejazdu kubła przez pomost wysypowy odległość kubła od elementów pomostu może wynosić do 100 mm przy ograniczeniu prędkości jazdy do 1 m/s i do 50 mm przy zastosowaniu w miejscach przewężonych blach odbojowo-ślizgowych i ograniczeniu prędkości do 0,5 m/s.

Dla każdego typu wież 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 wartości granicznych założonych w obliczeniach typowej wieży.

Montaż wieży jest podstawową czynnością przy głębieniu szybu. Ma ona 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 zazwyczaj przy użyciu samojezdnego żurawia w odpowiedniej wysokości i udźwigu.

Wieżę można montować dwoma sposobami. Bezpośrednio na fundamentach nad głowicą szybową, montując poszczególne elementy z dołu do góry albo obok głowicy szybowej.

W tym przypadku po zmontowaniu całej wieży łączenie z opierzeniem blachą falistą przeciąga się ją wciągarkami lub siłownikami hydraulicznymi nad głowicą szybu. Ten drugi sposób umożliwia równoczesny montaż wieży z głębieniem głowicy szybu. Jest jednak droższy i pracochłonnniejszy.

Wieżę szybowe powinny być zaopatrzone w odgromnik i uziemione.

5. Urządzenia do głębienia szybów i operacje pomocnicze

5.1. Urządzenia wyciągowe

Urządzenie wyciągowe jest to zespół maszyn i sprzętu, za pomocą którego wydobywa się na powierzchnię urobioną w szybie skałę, dostarcza różne materiały i sprzęt do przodku szybowego oraz dokonuje się zjazdu i wyjazdu ludzi.

Jako naczynie wydobywcze stosuje się najczęściej kształtu beczkowego lub cylindrowego pojemniki zawieszone na linie nośnej urządzenia wyciągowego noszącego nazwę kubłów. Stąd wyciągi stosowane przy głębieniu szybów nazywają się wyciągami kubłowymi. W praktyce stosuje się również do głębienia szybów skrzynie o przekroju prostokątnym zwane skipami albo wydobywa się urobek z głębionego szybu w wozach w klatce. Są to jednak sposoby stosowane bardzo rzadko. W czasie głębienia szybów stosuje się jedno lub dwa urządzenia wyciągowe. Liczba stosowanych wyciągów zależy od średnicy szybu, jego głębokości, wymaganego tempa głębienia szybu oraz przyjętej technologii. Urządzenie wyciągowe składa się z:

- maszyny wyciągowej,
- liny wyciągowej i prowadniczej,
- zawiesia naczyń wydobywczych,
- naczynia wydobywczego,
- urządzenia prowadniczego,
- wieży szybowej z pomostami i urządzeniem do opróżniania kubłów,
- koła linowego na wieży szybowej.

Według przepisów górniczych dno głębionego szybu musi mieć dwa niezależne połączenia z powierzchnią lub z danym poziomem. Z tych też względów jedno urządzenie wyciągowe może być stosowane tylko w tym przypadku, gdy w czasie głębienia szybu wykonywany jest równocześnie przedział drabinowy lub zainstalowany będzie specjalny wyciąg awaryjny. W polskiej praktyce budowy szybów podwójne wyciągi stosuje się przy średnicy szybu w świetle powyżej 6,0 m oraz głębokości powyżej 400 m.

Maszyny wyciągowe do głębenia szybów dzielą się na bębnowe i cewowe (bobi-nowe), ze względu zaś na liczbę stosowanych naczyń wydobywczych – na urządzenia jednokubłowe, tj. gdy na linii maszyny wyciągowej zawieszony jest jeden kubel, lub dwukubłowe, gdy na linach maszyny wyciągowej zawieszono są dwa kubły.

Przy wyborze rodzaju urządzenia wyciągowego dla głębenionych szybów należy kierować się tym, że:

- jedno urządzenie jednokubłowe stosuje się zazwyczaj w szybach o niedużej średnicy oraz głębokości do 150 m, przy spełnieniu warunku prowadzenia równocześnie z głębenieniem szybu przedziału drabinowego lub zainstalowania wyciągu awaryjnego;
- jedno urządzenie dwukubłowe (dwubębnowe lub dwucewowe) stosuje się w szybach o średnicy powyżej 4,0 m i dowolnej głębokości, przy spełnieniu warunku istnienia w szybie przedziału drabinowego lub urządzenia awaryjnego;
- dwa urządzenia jednokubłowe stosuje się wtedy, gdy chce się uzyskać niezależność wyciągów; w przypadku zasilania tych urządzeń z dwóch źródeł budowanie przedziału drabinowego lub instalacja urządzenia awaryjnego jest zbędne;
- jedno urządzenie dwukubłowe oraz jedno urządzenie jednokubłowe stosuje się przy równoległym sposobie prowadzenia głębenienia lub rekonstrukcji szybu; w tym przypadku urządzenie dwukubłowe służy do wyciągania urobku, a urządzenie jednokubłowe do wykonywania prac z pomostu wiszącego;
- dwa urządzenia jednokubłowe lub dwukubłowe stosuje się w szybach o średnicy powyżej 7,0 i głębokości powyżej 400 m.

5.1.1. Maszyny wyciągowe

Do głębenia szybów stosuje się dwa typy maszyn wyciągowych: bębnowe dla liny okrągłej i cewowe dla liny płaskiej. Ustalenie, który z podanych typów jest bardziej odpowiedni przy głębenieniu szybów, nie jest łatwe.

Maszyny cewowe charakteryzują się lekką budową, co jest ważne przy wykonywaniu fundamentów na słabych gruntach; dają one lepszą pewność jazdy ze względu na jednostajne odwijanie się liny (bez skrętów). Dużą wadą jest 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 bobin w maszynie. Ostatni wymieniony warunek jest bardzo uciążliwy, szczególnie gdy zbrojenie szybu prowadzi się równocześnie z głębinieniem i w tarczy szybu trzeba pomieścić dwa wyciągi dwukubłowe. Dlatego wykonuje się często maszyny wyciągowe cewowe z głównym cewami przestawianymi na wale. Zależnie od wielkości kubłów i ich usytuowania w tarczy szybu rozstawia się odpowiednio bobiny na wale.

Dostosowanie maszyn cewowych przy głębinieniu szybów do wyciągów klatkowych jest kłopotliwe, a nieraz wręcz niemożliwe. Niekiedy producenci tych maszyn zabudowują pośrodku głównego wału pomiędzy cewami tarczę Koepe, przez co wyciąg może być na również stosowany po odjęciu cew jako wyciąg klatkowy na linę okrągłą.

Maszyny wyciągowe bębnowe mają większe rozmiary i ciężar niż cewowe, przez co wykonywanie fundamentów, budynku oraz montaż maszyny są bardziej skomplikowane przy bobinach. Lina wyciągowa stosowana przy tych maszynach powinna być nieodkrętna. Maszyny tego typu cechuje większa swoboda w rozmieszczeniu na powierzchni niż maszyny bobinowe. Również po ukończeniu głębinienia przystosowanie tego rodzaju maszyn do wyciągów klatkowych nie sprawia większych trudności.

W zależności od głębokości szybu i jego średnicy stosuje się przy głębinieniu szybu maszyny wyciągowe o mocy od 40 do 2000 kW. Pojemności kubłów wynoszą od 0,5 do 6,0 m³. Przy mniejszych głębokościach szybów lub przy dużych postępach głębinienia stosuje się ostateczną maszynę wyciągową przystosowaną odpowiednio do głębinienia szybu.

Charakterystykę maszyn wyciągowych stosowanych w polskim budownictwie szybowym podano w Tabl. 5.1.

Tabl. 5.1

Dla umożliwienia montażu maszyn wyciągowych na dole w kopalniach stosowanych przy pogłębianiu szybów stosuje się maszyny wyciągowe o rozbieralnej konstrukcji głównych elementów (np. ramy, bębnow, kół linowych) w celu umożliwienia transportu tych elementów wyrobiskami kopalnianymi.

– ustawianie kubła w przodku, s	10–20
– odpinanie kubła od liny, s	10–15
– doczepianie kubła do liny, s	10–15
razem, s	100–150

Na czas jednego wyciągu T_0 składają się: czas jazdy rozruchowej, czas jazdy normalnej i czas hamowania. Czas T_0 zależy od głębokości szybu oraz stosowanej średniej prędkości jazdy. Podczas głębinienia szybów prędkości te wynoszą dla jazdy ludzi max 6 m/s, dla ciągnięcia urobku oraz opuszczania materiałów max 10 m/s.

Urządzenia wyciągowe do głębinienia szybów obowiązują zarówno ogólne przepisy dotyczące urządzeń wyciągowych w kopalniach, jak i przepisy dodatkowe ze względu na specyficzne warunki techniczne, jakie istnieją przy głębinieniu i zbrojeniu szybów.

Przy wyciągach kubłowych stosuje się niemal wyłącznie prowadniki linowe. Prowadniki te dla uzyskania odpowiedniej sztywności są zamocowane w szybie do tzw. ramy prowadniczej lub pomostu-ramy, która przymocowana jest do obudowy szybowej i przemieszczana okresowo w szybie w zależności od postępu robót. Drugie końce lin prowadniczych przewinięte są przez krążki na koronie wieży zamontowane tak, aby zachowany został trwały i właściwy odstęp lin od kubła i innych elementów wyposażenia szybu oraz przymocowane do wciągarek zmechanizowanych znajdujących się na zrębie szybu poza wieżą lub w podszybiu w przypadku pogłębiania szybów. Właściwy naciąg lin uzyskuje się przez odpowiednie ich napięcie wciągarkami (kołowrotami).

Ze względów technicznych nie stosuje się prowadników linowych na odcinku 70 m od dna szybu do ramy napinającej, i kół linowych, przy zastosowaniu lin wyciągowych płaskich lub nieodkrętnych i 40 m przy stosowaniu lin innych konstrukcji. Nie wymaga się również stosowania prowadników linowych dla kubłów na odcinku 70 m od dna szybu do kłap pomostu roboczego na zrębie szybu przy zastosowaniu lin wyciągowych płaskich lub nieodkrętnych. Przy użyciu lin nośnych innych konstrukcji odcinek ten powinno się skrócić do 40 m i zastosować blokadę urządzenia wyciągowego i sygnalizacji.

Kubel na całej pozostałej drodze powinien być prowadzony za pomocą łań prowadniczych lub prowadnic bezpośrednio związanych z kubłem. Obecnie wypróbuje się urządzenia sygnalizujące (CUK i Hermes) ewentualne oddzielenie łań prowadniczych od kubła i ich zawieszenie na linach prowadniczych.

Odległości między kubłami a obudową lub innymi elementami wyposażenia szybu powinna wynosić co najmniej:

- przy głębokości szybu do 500 m – 250 mm,
- przy głębokości szybu powyżej 500 m – 400 mm.

Odległość między poruszającymi się elementami urządzeń wyciągowych na całej długości szybu powinna wynosić co najmniej $250 + \frac{H_{sz}}{4}$ mm, gdzie H_{sz} oznacza głębokość szybu w m, przy czym odległość ta nie może być mniejsza niż 300 mm.

W miejscu przejazdu kubła przez pomosty: wysypowy, roboczy, ochronny, wiązający i ramę napinającą wymieniona poprzednio odległość może być zmniejszona:

- do 100 mm przy ograniczeniu prędkości jazdy do 1 m/s,
- do 50 mm przy zastosowaniu w miejscu przewężonych blach odbojowo-ślizgowych i ograniczeniu prędkości do 0,5 m/s.

Części ruchome napędów kłap, przeciwcieżarów i dźwigni sterujących powinny być wyposażone w odpowiednie osłony zabezpieczające obsługę przed przypadkowym ich uruchomieniem.

Na podestach pomostów powinny być bariery chroniące obsługę przed wypadnięciem do szybu i krawężniki chroniące różne przedmioty przed spadnięciem.

Pomost roboczy na zrębie powinien mieć otwory przelotowe dla kubłów zamknięte kłapami, a jego konstrukcja powinna wykazywać co najmniej sześciokrotny współczynnik bezpieczeństwa przy obciążeniu:

- ciężarem kubła z urobkiem w odniesieniu do konstrukcji kłap,
- pięcioma kPa (500 kG/m²) w odniesieniu do pozostałych konstrukcji pomostu.

W przypadku stosowania pomostów ochronnych w szybie powinny one odpowiadać następującym warunkom:

- mieć otwory przelotowe dla kubłów,

– niezamykane klapami otwory przelotowe dla kubłów powinny być wyposażone w barierę chroniącą przed wpadnięciem do szybu ludzi i krawężniki chroniące przed wpadnięciem do szybu przedmiotów,

– zamykane klapami otwory przelotowe dla kubłów powinny być wyposażone w bariery i krawężniki ochronne po stronie nie zabezpieczonej klapami,

– konstrukcja powinna wykazywać co najmniej sześciokrotny współczynnik bezpieczeństwa przy równomiernie rozmieszczonym obciążeniu 2,5 kPa (250 kG/m²).

Konstrukcja ramy napinającej lub pomostu-ramy napinającej powinna przenosić naprężenia lin przewodniczych oraz zapewnić oparcie dla sań przewodniczych przy przejeździe kubła w dół. Powinna ona wykazywać co najmniej czterokrotny współczynnik bezpieczeństwa w stosunku do maksymalnego obciążenia statycznego pochodzącego od naprężenia lin przewodniczych, a konstrukcja pomostu wiszącego będącego zarazem rama napinającą – co najmniej sześciokrotny współczynnik bezpieczeństwa w stosunku do maksymalnego obciążenia statycznego pomostu.

Wolna droga przejazdu ponad kubłem znajdującym się w głównym położeniu roboczym przy ciągnięciu urobku powinna wynosić co najmniej:

- przy prędkości do 2 m/s – 1,5 m,
- przy prędkości od 2 do 6 m/s – 3,0 m,
- przy prędkości powyżej 6 m/s – 5 m.

Nad pomostem wysypowym zarówno w wieży, jak i w głowicy pogłębianego szybu powinny być zabudowane uchwyty sanek przewodniczych, umożliwiające opróżnianie kubła.

W maszynach wyciągowych stosowanych przy głębianiu szybów dopuszcza się wielowarstwowe nawijanie lin na bęben, z tym że dla prawidłowego układania się liny na bębnie będą wykonane łagodne przejścia z jednej warstwy na drugą.

5.1.2. Liny wyciągowe i przewodnicze

W zależności od rodzaju maszyny wyciągowej stosuje się jako liny wyciągowe liny okrągłe przy wyciągach bębnowych i liny płaskie przy cewowych. Jako liny przewodnicze stosuje się wyłącznie liny okrągłe.

Liny wyciągowe powinny być wytrzymałe, odporne na agresję środowiska, w którym pracują (agresywność wód szybowych i stosowanych środków chemicznych np. przy betonowaniu, iniekcjach), oraz nie wykazywać tendencji do skręcania się. Liny wykonuje się ze stali o wysokiej wytrzymałości wynoszącej od 1600 do 1800 MPa (160 do 180 kg/mm²).

Dla zabezpieczenia przed korozją liny wyrabia się z drutów ocynkowanych oraz konserwuje specjalnym smarem. Jako liny nośne i przewodniczo-nośne powinny być stosowane liny budowy zamkniętej, otwartej – przeciwzwite lub nieodkrętnie (Rys. 5.1a, b).

Każda lina nośna i przewodniczo-nośna pomostów wiszących powinna wykazywać co najmniej siedmiokrotny współczynnik bezpieczeństwa w stosunku do maksymalnego obciążenia statycznego. Wartość tego współczynnika może być obniżona do pięciokrotnego pod warunkiem przeprowadzania okresowych badań metodą magnetyczną oraz zapewnienia odpowiedniego i równomiernego naciągu lin, sprawdzanego okresowo.

Naciąg lin przewodniczych powinien wynosić co najmniej 80 kN (8000 kG) na każde 100 m długości liny w szybach o głębokości > 500 m i co najmniej 10 kN (1000 kG) w szybach ≤ 500 m głębokości. W przypadku, gdy ciężar względnie moc urządzenia naprężającego jest niewystarczająca, można przyjąć połowę ciężaru liny przewodniczej.

Liny nośne, przewodnicze i przewodniczo-nośne pomostów wiszących oraz liny zawieszenia stalowego deskowania ślizgowego podlegają próbom przed założeniem, jak i próbom okresowym w czasie eksploatacji. Okres pracy lin nośnych i przewodniczo-nośnych okrągłych nie może przekraczać trzech lat. Czas pracy lin wyciągowych płaskich nie może przekraczać jednego roku.

Liny nośne muszą mieć aktualne metryki określające ich wytrzymałość i budowę. Według przepisów każda lina nośna maszyn bębnowych i cewowych powinna pracować przynajmniej przy ośmiokrotnym współczynniku bezpieczeństwa w stosunku do maksymalnego obciążenia statycznego przy wydobywaniu urobku oraz w stosunku do maksymalnego obciążenia przy jeździe ludzi.

W przypadku wykazania przez liny dobrych współczynników bezpieczeństwa, tj. powyżej 8, czas pracy lin może być przedłużony pod warunkiem przeprowadzania specjalistycznych badań.

Rodzaj lin stosowanych w polskim budownictwie szybowym oraz warunki techniczne, jakim powinny one odpowiadać, określono dla lin okrągłych w normie PN-69/M-80207 oraz lin płaskich w normie PN-70/M-80270.

Sprawdzenie obliczeniowej (katalogowej) siły zrywającej wykonuje się specjalnymi maszynami do rozrywania.

Wytrzymałość oblicza się wg wzoru:

$$R_r = \frac{4Pr_z}{dd^2}, \quad (5.4)$$

gdzie:

R_r – wytrzymałość drutu na rozciąganie, Pa (kG/mm),

P_{rz} – rzeczywista siła zrywająca drutu, N (kG),

d_d – średnica nominalna drutu, mm.

Całkowita siła zrywająca linę jest sumą rzeczywistych sił zrywających poszczególne druty. Oblicza się ją wg wzoru:

$$P_w = P_1 + P_2 + \dots + P_n,$$

gdzie:

P_w – wyznaczona siła zrywająca linę, N (kG),

$P_1, P_2 - P_n$ – rzeczywiste siły zrywające poszczególne druty, N (kG).

Liny okrągłe. Poniżej ramy napinającej kubel nie jest prowadzony. Z tego względu lina nośna nie powinna mieć skłonności do odkręcania się, gdyż jest to niebezpieczne dla jazdy kubłem z uwagi na możliwość rozkołysania i zahaczenia. Stosuje się liny okrągłe splotowe i owalno-splotowe produkcji polskiej lub zagranicznej. Liny owalno-splotowe produkcji polskiej mają zadawalającą wytrzymałość na naciśki poprzeczne i mogą być nawijane na bęben w dwóch lub trzech warstwach. Liny wyciągowe powinny być najwyższej jakości.

Liny podlegają odbiorowi technicznemu i badaniom przed zainstalowaniem, jak i w czasie eksploatacji. Badać należy całą linę łącznie z odcinkiem między zaciskami.

Jako liny przewodnicze przy głębeniu szybów stosuje się liny okrągłe współzwite odprężone o konstrukcji $6+7+A_0$. Liny te powinny być wykonane z drutów o wytrzymałości na rozciąganie 1,67 GPa (16 700 kG/cm²).

Liny stosowane do zawieszania pomostów roboczych nie powinny odkręcać się pod wpływem własnego ciężaru. Są one przeginane na kołach o małej średnicy. Odbywa się to jednak rzadko, przy zmianie położenia pomostu.

Główną przyczyną zużycia lin nie jest ich zmęczenie, lecz korozja i częściowe odkręcanie występujące w okresach poluzowania liny przy stabilizacji (rozparciu) pomostu o obudowę.

Stosowane bywają liny okrągło-żyłowe przeciwwzite odprężone o konstrukcji $6 \times 37 \times A_0$. Stosowane liny powinny być najwyższej jakości, wykonane z drutów o wytrzymałości 1,57 GPa (15 700 kG/cm²), ocynkowane.

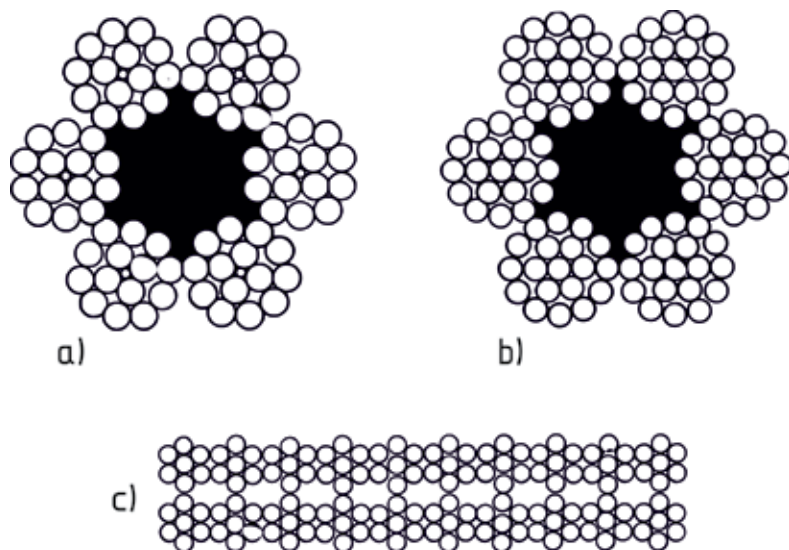
Obliczenia przekroju nośnego i długości liny oraz sprawdzenie współczynnika bezpieczeństwa należy wykonywać jak dla lin wyciągowych, przyjmując do obliczeń przekroju nośnego współczynnik bezpieczeństwa $n_b = 3,5$.

Liny do zawieszania pomostów roboczych powinny być regularnie badane, podobnie jak liny wyciągowe nośne. Dobra konserwacja tych lin zezwala na kilkakrotne ich wykorzystanie.

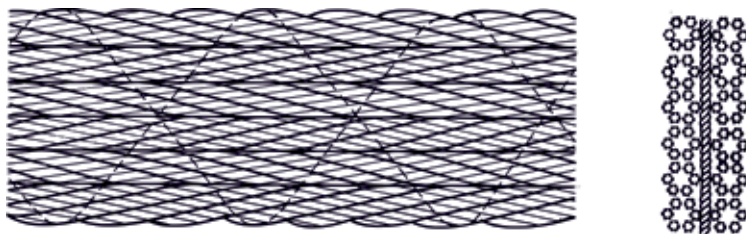
Przykładową charakterystykę lin okrągłych stosowanych w polskim budownictwie szybowym podano w Tabl. 5.2.

Tabl. 5.2

Liny płaskie. Są to liny o przekroju poprzecznym zbliżonym do prostokąta. Zbudowane są z sześciu do ośmiu elementów (linisk) w kształcie liny czterospłotowej (Rys. 5.1c). Liniska połączone są ze sobą za pomocą splotu zszywającego (Rys. 5.5). Dla uniknięcia skręcenia liny sąsiednie liniska mają odmienny kierunek splotów (lewy i prawy).



Rys. 5.1. Lina wyciągowa.
a, b – okrągła, c – płaska.



Rys. 5.2. Przykład zszycia liny płaskiej.

W urządzeniach wyciągowych bobinowych stosuje się liny płaskie pojedynczo szyte. Lina płaska zapewnia spokojny bieg kubła. Wadą jej jest jednak skręcanie i odkształcanie się, jeżeli płaszczyzny symetrii koła linowego i bobiny nie są ściśle zgodne. Niedokładności we wzajemnym usytuowaniu bobin i kół powodują skręcanie się liny i pogorszenie się i tak już niezbyt dobrego rozkładu obciążenia na poszczególne sploty.

Charakterystykę lin płaskich przedstawiono w Tabl. 5.3 oraz na rys 5.1.

Tabl. 5.3. Charakterystyka techniczna lin płaskich wyciągowych o konstrukcji $6 \times 4 \times 7$ wg PN-70/N-80227.

Wymiary profilu liny $a \times b^{1)}$ nominalne cm	Średnica drutu mm	Przybliżony przekrój metaliczny liny mm^2	Przybliżona masa 1 m liny smarowanej kg	Wytrzymałość nominalna drutu na rozciąganie	
				1,57 GPa	1,76 GPa
				siła zrywająca linę	
				obliczeniowa MN	nominalna MN
92 × 17	1,6	4,50	4,30	0,706	0,794
98 × 18	1,7	5,09	4,90	0,798	0,898
104 × 19	1,8	5,69	5,50	0,892	1,004
116 × 21	2,0	7,04	6,70	1,102	1,242

¹⁾ a – szerokość liny, b – grubość liny

5.1.3. Zawiesia naczyń wydobywczych

Kubły 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 mocuje się również inne urządzenia stosowane przy głębieniu szybów, np. pompy, ładowarki.

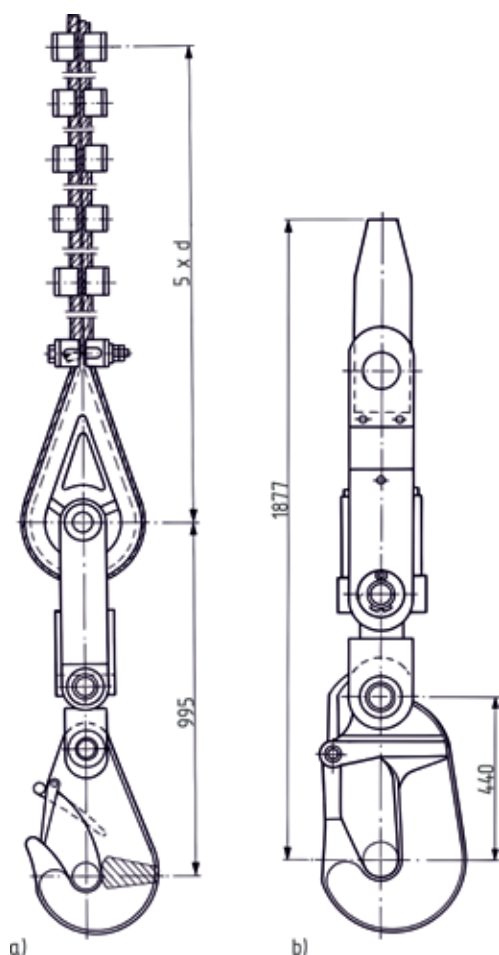
Jako elementy nośne urządzenia wyciągowego zawiesia wykonywane są z materiału atestowanego, mają swoją metrykę oraz są kontrolowane w ramach kontroli codziennej i okresowej urządzenia wyciągowego.

Czas 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 gwarantować pionowe zwisanie kubła.

W polskim budownictwie szybowym stosowane są zawiesia wg charakterystyki podanej w Tabl. 5.4.

Na Rys. 5.3a pokazano zawiesie kubłowe o nośności 0,6 MN (6000 kG), a na Rys. 5.3b o nośności 1,5 MN (15 000 kG) dostosowane do zawieszenia kubłów na linie okrągłej. Dostosowanie zawiesia do zawieszenia na linie okrągłej lub płaskiej odbywa się przez wmontowanie odpowiedniego rodzaju sercówki.



Rys. 5.3. Zawiesie kubłowe o nośności: a – 0,6 MN, b – 1,5 MN.

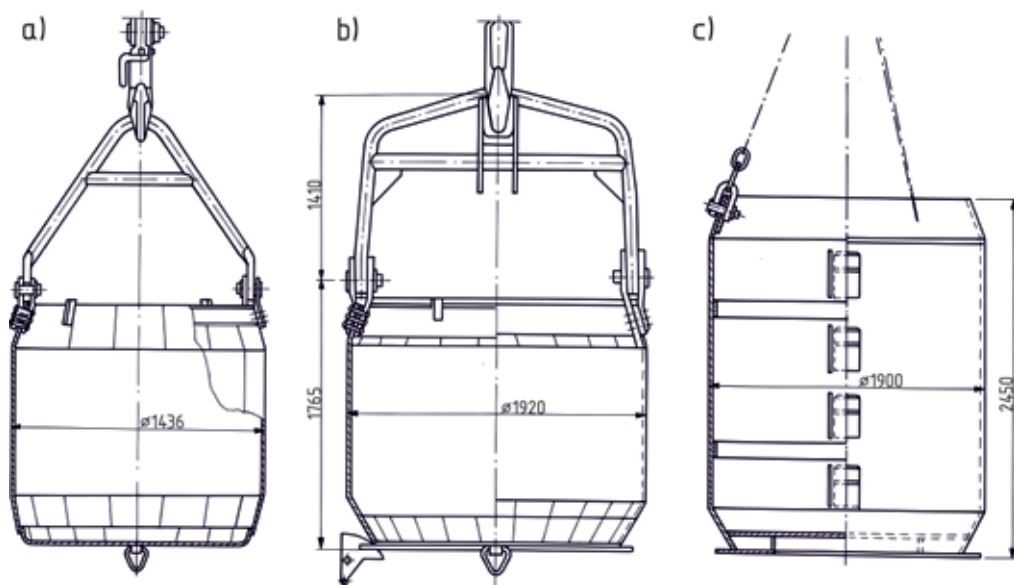
5.1.4. Naczynia wydobywcze

Do wydobywania urobku z głębiniego szybu, jazdy ludzi, opuszczenia materiałów i sprzętu stosuje się naczynia wydobywcze. Najczęściej stosuje się do tego celu specjalne naczynia, zwane kubłami. Zbudowane są one w postaci beczkowego lub

cylicydrzycznego 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 sworznia, co umożliwia ustawienie kabłąka kubła w pozycji pionowej (zawieszony na linie) i w pozycji poziomej (kubel odczepiony od liny).

Kubły wykonane są z blachy kotłowej. Blachy boczne oraz dno połączone są ze sobą spawami. Łubki do uchwycenia kabłąka umocowuje się do kubła nitami. Kabłąk, łubki oraz sworznie łączące wykonane są ze stali atestowej. Podlegają one tym samym rygorom co zawiesia. Dla zabezpieczenia przed opadaniem kabłąka bezpośrednio na obrzeże kubła, a tym samym wykluczenia możliwości skaleczenia rąk, zamocowuje się na obrzeżu kubła trzpienie, które nie pozwalają na całkowite opadnięcie kabłąka.

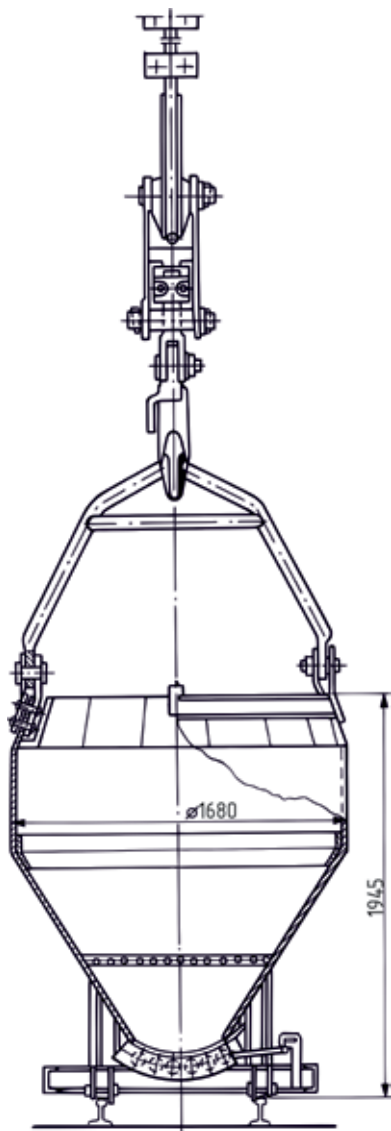
Kubły wykonuje się dwojakiemu rodzaju: do transportu urobku – kubły urobkowe (5.4a, b) i do transportu różnych materiałów – kubły materiałowe.



Rys. 5.4. Kubel urobkowy o pojemności: a – 2 m³, b – 4 m³, c – 6 m³ z zawieszeniem łańcuchowym.

Kubły materiałowe mogą być wypróżniane przez obrót wokół osi umocowania kabłąka poniżej środka ciężkości lub też przez dno. Obecnie stosuje się niemal wyłącznie kubły materiałowe rozładowywane przez dno, a służące przede wszystkim

do transportu (Rys. 5.5a). Dla jazdy ludzi używa się wyłącznie kubłów urobkowych. Jazda ludzi w kubłach materiałowych jest niedozwolona.



Rys. 5.5. Kubel materiałowy.

Dno kubła zarówno urobkowego, jak i materiałowego powinno być gładkie i płaskie w celu uniemożliwienia przyklejania się odłamków skały lub innych ma-

teriałów. Przy wyciąganiu kubła na powierzchni powinien on być zatrzymany na wysokości 1,20 do 1,60 m ponad miejscem pracy (dnem szybu lub pomostem) dla umożliwienia oczyszczenia zewnętrznej powierzchni dna kubła. Kubeł, podobnie jak każde naczynie wydobywcze, stanowi ciężar martwy. Jest to szczególnie ważne przy wyciągach jednokubłowych, gdzie nie ma możliwości wyrównania ciężaru jednego kubła drugim. Manipulacja ciężkimi kublami zarówno na dole kopalni, jak i na powierzchni nie należy do łatwych. Z tych też względów zewnętrzna powierzchnia kubła powinna być możliwie gładka aby uniknąć zaczepienia kubła przy jeździe.

Aby ułatwić przechodzenie kubła przez ramę napinającą i pomosty, wykonuje się najczęściej kubły kształtu beczkowego. Prawidłowe wykonanie i umocowanie kabłąka do kubła powinno być takie, by uniemożliwić jego niecentryczne położenie, co powoduje możliwości jego zaczepienia o pomosty. Ze względu na duży współczynnik bezpieczeństwa, przy kublach o dużej pojemności przekrój kabłąka i jego ciężar są również duże. Dla wyeliminowania tych niedogodności stosuje się przy tego rodzaju kublach zawieszenie na trzech łańcuchach wykonanych z materiału atestowanego (Rys. 5.5b).

Charakterystyczne dane kublów urobkowych stosowanych w polskim budownictwie szybowym podano w Tabl. 5.5.

Tablica.5.5 Charakterystyka kublów urobkowych.

Wyszczególnienie	Typ kubła									
	0,5	0,5	1,0	1,5	2,0	3,0	4,0	5,0	6,0	8,0
Pojemność kubła, m ³	0,5	0,5	1,0	1,5	2,0	3,0	4,0	5,0	6,0	8,0
Średnica, mm	816	970	1150	1300	1436	1700	2200	2200	1900	2200
Wysokość bez kabłąka, mm	1300	1290	1200	1365	1425	1560	1600	1660	2450	2330
Wysokość z kabłąkiem, mm	–	–	2065	2365	2510	2720	3130	3130	3910	4430
Masa użyteczna, kg	900	2020	1420	2060	2830	4125	5366	6700	7790	14 400
Masa własna, kg	240	330	380	640	770	1275	1834	2300	2510	3200
Liczba osób	2	2	3	4	5	7	8	8	6	5

Aby opróżnić kubeł z urobku, należy go na pomoście wysypowym pochylić tak, by urobek znajdujący się w kubie samoczynnie się wysypał. Czynność tę wykonuje się ręcznie przy kublach o pojemności do 1,5 m³, zaczepiając uchwyt znajdujący

się na wysypie o oczkowy zaczep umocowany po zewnętrznej stronie dna kubła (Rys.5.4a). Przy kublach o większej pojemności stosuje się automatyczne opróżnienie kublów. W tym celu do dolnego obrzeża kubła przymocowany jest kątowy pierścień, za który łapią zaczepy urządzenia powodującego automatyczne opróżnienie kubła (Rys. 5.4b).

Kubły materiałowe przystosowane do transportu takich materiałów jak zaprawa i beton znacznie różnią się kształtem znacznie od kublów urobkowych. Dolna ich część wykształcona jest w postaci stożka dla umożliwienia całkowitego opróżnienia przez otwierane dno. Przykład rozwiązania tego rodzaju kubła pokazano na Rys. 5.5a, a charakterystykę techniczną podano w Tabl. 5.6.

Tabl. 5.6. Charakterystyka kublów materiałowych.

Wyszczególnienie	Rodzaj kubła				
	Kubły do zaprawy, betonu wyładowywane przez dno		Kubły do zaprawy, betonu, cegły i beto nów wyładowywane przez obrót kubła		
	typ kubła				
	2,3	1,6	M 500	M 750	M 1000
Pojemność kubła, m³	2,3	1,6	0,5	0,75	1,0
Średnica, mm	1700	1436	–	–	–
Wysokość bez kabłąka, mm	1945	–	–	–	–
Wysokość z kabłąkiem, mm	3100	–	–	–	–
Masa użyteczna, kg	5415	3767	1100	1650	2200
Masa własna, kg	1400	808	340	460	650

Kubły do wody. Kubłów takich używa się do odwadniania zatopionych szybów, gdy ze względu na mały dopływ lub bardzo brudną wodę nie opłaca się montować urządzeń pompowych. Są to kubły kształtu cylindrycznego zakończone u dołu dnem w kształcie stożka ściętego, w którym znajduje się samoczynny zawór denny, pozwalający na napełnienie wodą bez wywrócenia kubła. Zawieszenie stanowi układ łańcuchów połączonych jarzmem, którego sworzeń służy do zawieszania na zawieszku.

5.1.5. Urządzenie prowadnicze kubła

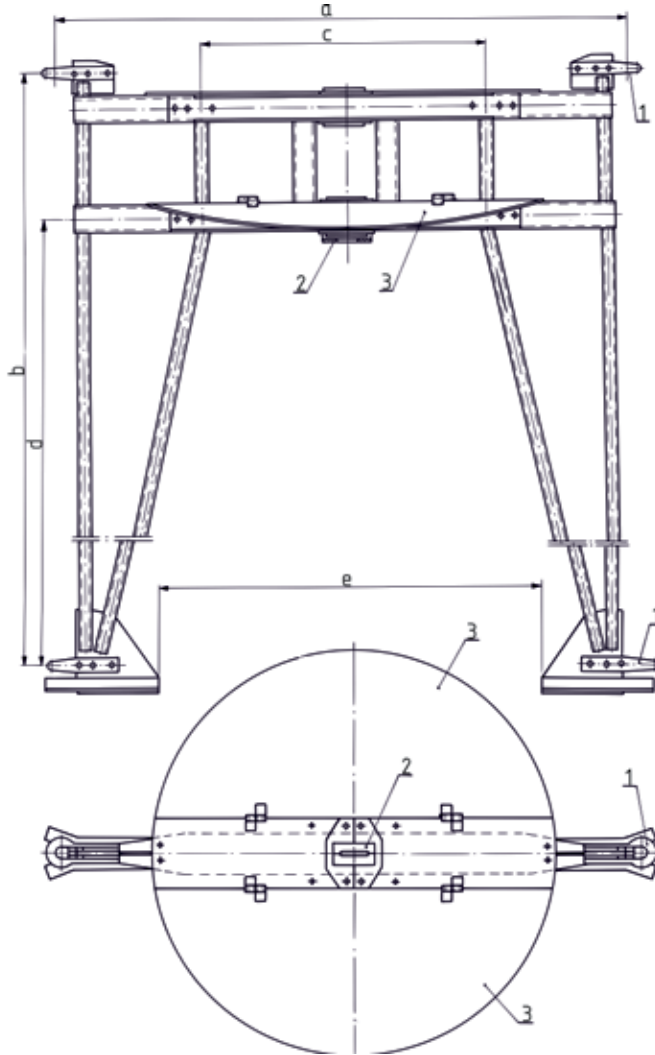
Prowadzenie kubła można prowadzić przy:

- remontach, zbrojeniu szybu i innych robotach szybowych, gdy nie ma potrzeby stosowania pomostu wiszącego, albo ten nie może być przemieszczany razem z ramą napinającą; zachowuje się oddzielną ramę napinającą;
- głębieniu szybu i tych robotach szybowych, przy których przemieszczenie ramy napinającej może się odbywać równolegle z pomostem wiszącym; konstruuje się pomost wiszący tak, by spełniał on zarówno funkcję ramy napinającej, jak i funkcję pomostu wiszącego.

W pierwszym przypadku urządzenie do prowadzenia kubła składa się z dwóch lin prowadniczych najczęściej o średnicy 22 mm, umieszczonych w tarczy szybu po obu stronach kubła, z sanek prowadniczych i ramy napinającej utrzymującej liny prowadnicze w pozycji równoległej i stanowiącej oparcie przy napinaniu lin prowadniczych.

Rama napinająca (Rys. 5.6) składa się z dwóch 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 zahaczeniem kubła o ramę przy jego przejeździe.

W polskim budownictwie szybowym stosuje się obecnie stypizowane konstrukcje sań. Charakterystyka techniczna tego rodzaju sań pokazana jest na Rys. 5.7 oraz w Tabl. 5.7.



Rys. 5.7. Sanki prowadnicze. a – widok ogólny, b – szczegół konstrukcyjny; 1 – panewka oczkowa, 2 – panewka ślizgowa, 3 – daszek ochronny, 4 – kubel, 5 – zawiesz, 6 – liny wyciągowa, 7 – lina prowadnicza.

Tabl. 5.7. Charakterystyka techniczna stypizowanych sań przewodniczych.

Typ sań	Rozstaw lin przewodniczych a ¹⁾	Odległość przewodnic			
		b	c	d	e
I	2300	2650	1245	1885	1600
II	2350	2700	1295	1935	1650
III	2400	2760	1345	2230	1880
IV	2700	3100	1645	2335	2000

¹⁾ Wymiary jak w oznaczeniach na Rys. 5.7 w mm

Przy opuszczeniu kubła poniżej ramy przewodniczej sanki zatrzymują się na niej, a kubeł nieprzewodzony schodzi w dół do przodku. Przy wyjeździe kubła ponad ramę napinającą spoczywające na ramie sanie podnoszone są wraz z kubłem do góry, prowadząc kubeł w linach przewodniczych. Dla złagodzenia uderzeń sań o ramę zakłada się na ramie w miejscu umocowania lin przewodniczych krążki gumowe. Zależnie od głębokości szybu rama napinająca powinna być tak skonstruowana, aby zapewnić dostateczne napięcie lin i aby w czasie napinania nie ulegała odkształceniom.

Do napinania lin przewodniczych używano dawniej ręcznej wciągarki koźłowej nośności ~30 do ~50 kN (3 lub 5 T). Obecnie do napinania lin przewodniczych stosuje się wciągarki elektryczne o zsynchronizowanym wzajemnie napędzie, aby przemieszczanie ramy mogło się odbywać równomiernie.

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.

Sanki przewodnicze (Rys. 5.7) składają się z ramy, do której po obu bokach przytwierdzone są po dwie panewki oczkowe (w dolnej i górnej części ramy) obejmujące luźno liny przewodnicze. Pośrodku ramy zabudowane są panewki ślizgowe obejmujące linę wyciągową. W zależności od rodzaju liny są to panewki na linę płaską lub okrągłą. Panewki wykonuje się z drewna dębowego lub ze stopu aluminium. Z konstrukcją sanek przewodniczych związany jest daszek ochronny nad kubłem,

który ma zabezpieczać jadących w kubie przed ewentualnie spadającymi drobnymi przedmiotami.

Pomost wiszący, spełniający również funkcję ramy napinającej, zawieszony jest na linach przewodniczo-nośnych. Liczba lin zależy od rodzaju urządzeń wyciągowych oraz od konstrukcji pomostu. Zawieszenie to musi być takie, aby spełnione zostały warunki stateczności pomostu w czasie jego przemieszczania. Liny przewodniczo-nośne mogą być przymocowane do pomostu-ramy na stałe lub też w sposób ruchomy na krążkach. W tym przypadku dolne końce lin nośnych pomostu, tzw. martwe końce, wyprowadzone są nad pomost i przymocowane do wsporników zabudowanych w obudowie szybu.

Sposób ten zezwala na użycie wciągarek o mniejszej nośności, gdyż zmniejsza się o połowę siła udźwigu konieczna do zawieszenia pomostu. Odbywa się to oczywiście kosztem zmniejszenia prędkości przemieszczania (zasada bloku pojedynczego). Drugi koniec lin przewodniczo-nośnych umocowany jest poprzez krążki nośne i kierując do bębnow wciągarek wolnobieżnych zamontowanych na powierzchni, poza wieżą szybową. Przykład rozwiązania pomostu – ramy przedstawiono na Rys. 5.8.

Rys. 5.8. Przykładowe rozwiązanie pomostu wiszącego – ramy napinającej z ładowarką, KS-2u/40. 1 – podest górny I, 2 – konstrukcja zabudowy kół dla zawieszenia pomostu, 3 – podest dolny II, 4 – jezdnia ładowarki KS-2u, 5 – uszczelnienie podestu dolnego, 6 – podest środkowy III, 7 – bariery ochronne podestu górnego, 8 – osłony przelotu kubłowego – dolne, 9 – osłony przelotu kubłowego – górne, 10 – osłona przelotu kubła ($V = 0,7 \text{ m}$) – górna, 11 – słupy, 12 – osłona lutni $\phi 900 \text{ mm}$, 13 – obudowa lamp oświetleniowych, 14 – rozpóra śrubowa, 15 – zbiornik betonu z rurą, 16 – rurociąg sprowadzający beton za odeskowanie szybu, 17 – drabina, 18 – pompa stacjonarna dla odwadniania szybu, 19 – wyłącznik pompy, 20 – drabina wisząca, 21 – zbiornik na wodę do przepłuczki dla wiercenia otworów strzałowych, 22 – lampy oświetleniowe typu LPW-200, 23 – ładowarka typu KS-2u/40, 24–27 - instalacja hydrauliczna dla urządzeń pomostowych, 28 – rozpóra hydrauliczna, 29 – odwadniacz powietrza, 30 – transformator typu 500/24V, 31 – zbiornik wody $1,5 \text{ m}^3$, 32 – krążnik lin przewodniczych, 33 – kołowrót typu KCH-7.

Jako liny nośne i przewodniczo-nośne stosuje się bądź liny o budowie zamkniętej bądź otwartej – przeciwzwite lub nieokrętne. Podlegają one tym samym kontrolom co liny wyciągowe, a czas ich pracy nie może przekraczać trzech lat. Przedłużenie czasu pracy jest możliwe po przeprowadzeniu stosownych badań wytrzymałości-

wych. Powinny one wykazywać przy nałożeniu na kołowrót co najmniej siedmiokrotny współczynnik bezpieczeństwa w stosunku do maksymalnego obciążenia statycznego. Zamocowanie lin nośnych i przewodniczo-nośnych powinno zapewnić nierozłączenie liny z układem, również w przypadku obciążenia go siłą zrywającą linę.

Zgodnie z przepisami, że naciąg lin przewodniczych powinien wynosić co najmniej 8000 N (ok. 800 kG) na każde 100 m długości liny dla szybów o głębokości > 500 m i co najmniej 10 000 dN (ok. 1000 kG) dla szybów o głębokości ≤ 500 m.

Do obciążenia lin przewodniczo-nośnych wlicza się ciężar pomostu wiszącego oraz połowę ciężaru liny przewodniczej.

W związku z powszechnym mechanicznym ładowaniem urobku w szybie wykorzystuje się ramę napinającą jako ruchomy pomost.

W przypadku stosowania do ładowania urobku ładowarek z ręcznym prowadzeniem na pomoście tym umieszcza się kołowroty do podnoszenia tych ładowarek w szybie. W przypadku stosowania ładowarek kabinowych, pomost-rama napinająca musi mieć odpowiednią konstrukcję umożliwiającą zabudowanie na dolnym pomoście szyny jezdnej oraz napędu i kabiny sterującej ładowarką. W pierwszym przypadku odległość pomostu ramy napinającej od przodku powinna wynosić do 40 m, a w drugim przypadku od 10 do 15 m.

W celu uzyskania należytego i równomiernego napięcia lin przewodniczych i przewodniczo-nośnych stosuje się niemal wyłącznie wolnobieżne kołowroty elektryczne. Równomierne przemieszczanie kołowrotu i naciąg lin reguluje specjalne urządzenie do synchronizacji obrotów poszczególnych kołowrotów. W zależności od głębokości i średnicy szybu stosuje się kołowroty wolnobieżne o nośności 1,5; 3,0; 5,0; 10,0; 15,0 i 25,0 kN (T).

Przy małej głębokości szybu do napinania lin przewodniczych mogą być również stosowane śruby napinające w czasie remontu szybu.

W celu sprawdzenia napięcia lin przewodniczych wykonuje się okresowe kontrole ustalonego naciągu. Dokonuje się tego metodą:

- pomiaru fali odbitej, wzbudzonej w badanej linie,
- bezpośredniego pomiaru przy użyciu siłowników hydraulicznych z wyskalowanymi manometrami.

Zespół lin prowadniczych i sań prowadniczych należy kontrolować codziennie. Deformacja lin, szczególnie na poziomie wysypu i klap zrębowych wysunięcie się drutów z linisk, owinięcie linek, drutów itp. koło lin prowadniczych, ich słaby naciąg, nierównoległe i niepionowe ustawienie oraz oblodzenie lub zabrudzenie, np. zaprawą cementową, mogą powodować niekontrolowane oddzielenie się sanek prowadniczych od kubła i zawiśnięcie ich na linach prowadniczych. Późniejsze spadnięcie sanek może spowodować przecięcie liny nośnej na połączeniu z zawiesiem kubła oraz katastrofalne konsekwencje.

Obok wspomnianej codziennej kontroli zespołu lin prowadniczych i sanek oraz utrzymywania ich w należytym stanie stosuje się urządzenia automatycznej sygnalizacji wzajemnego położenia sanek prowadniczych i kubła. Urządzenie to stosowane w polskim budownictwie szybowym o nazwie CUK-34/0,5 lub Hermes oparte na zasadzie kontroli przesyłania fal radiowych po linach prowadniczych, pozwala na natychmiastowe zasygnalizowanie sygnaliście i maszyniście wyciągowemu oddzielenia sanek od kubła.

5.1.6. Prowadzenie jazdy kubłem

Podczas jazdy ludzi kubły względnie sanki prowadnicze kubła powinny być wyposażone w daszki ochronne (Rys. 5.7).

Wsiadanie i wysiadanie ludzi z kubła powinno się odbywać na zrębie szybu, dnie szybu lub na pomostach w szybie przystosowanych do tego celu. Nie może do tego służyć pomost wysypowy.

Niekiedy w czasie głębiecia szybu zachodzi potrzeba dokonania zmian w konstrukcji urządzenia kubłowego. W tym przypadku główny mechanik może ustalić doraźną jazdę ludzi w celu wykonania koniecznych prac.

Z kubła można wykonywać w szybie:

- prace związane z montażem i demontażem pomostu,
- prace miernicze przy stabilizacji i kontroli punktów pomiarowych,
- kontrolę stanu obudowy szybu,
- sporadyczne naprawy i konserwacje urządzeń w szybie, jak: usuwanie nieuszczelności rurociągów i lutniociągów, dokręcanie i kontrola połączeń śrubowych konstrukcji wyposażenia szybów, kontrola lin prowadniczych, nośnych,

urządzeń pomocniczych, kontrola stanu urządzeń sygnalizacyjnych i kabli energetycznych, wszelkie doraźne kontrole i konserwacje oraz drobne naprawy awaryjne.

Prace te można wykonywać w urządzeniach wyciągowych wyposażonych w układ blokowania maszyny wyciągowej sygnalizacją rewizyjną nadawania bezpośrednio z kubła.

Wymienione prace wymagają ustalenia specjalnego postępowania i nadzoru. Pracownicy wykonujący prace z kubła powinni być zabezpieczeni pasami bezpieczeństwa przymocowanymi odpowiednio do zawiesia kubłowego.

Przy każdorazowym ruchu kubła z dna szybu, maszynista powinien podciągnąć do wysokości ok. 1,5 m od dna szybu dla umożliwienia oczyszczenia spodu i dolnego obrzeża kubła z urobku i jego uspokojenie. Przy opuszczaniu kubła maszynista wyciągowy powinien zatrzymać kubel na wysokości 10 do 20 m od dna szybu, pomostu lub innego miejsca pracy w szybie. Dalszą jazdę maszynista może kontynuować po otrzymaniu odpowiedniego sygnału.

W tym zakresie powinny być wydane przez dozór energomaszynowy stosowne instrukcje, które powinny być każdorazowo uzupełniane, gdyby warunki w szybie uległy zmianie.

W przypadku stosowania mechanicznych ładowarek sterowanych z kabiny pod pomostem wiszącym powinna być ustawiona specjalna sygnalizacja, aby nie doszło do kolizji urządzenia wyciągowego z ramieniem ładowarki.

Po każdorazowym uruchomieniu (z pomostu wiszącego lub innego miejsca pracy w szybie) nieprowadzonego saniami prowadniczymi kubła maszynista powinien również podciągnąć kubel do wysokości ok. 1,5 m dla umożliwienia jego uspokojenia i zatrzymać kubel w odległości 10 do 20 m od kłapy zrębu szybu.

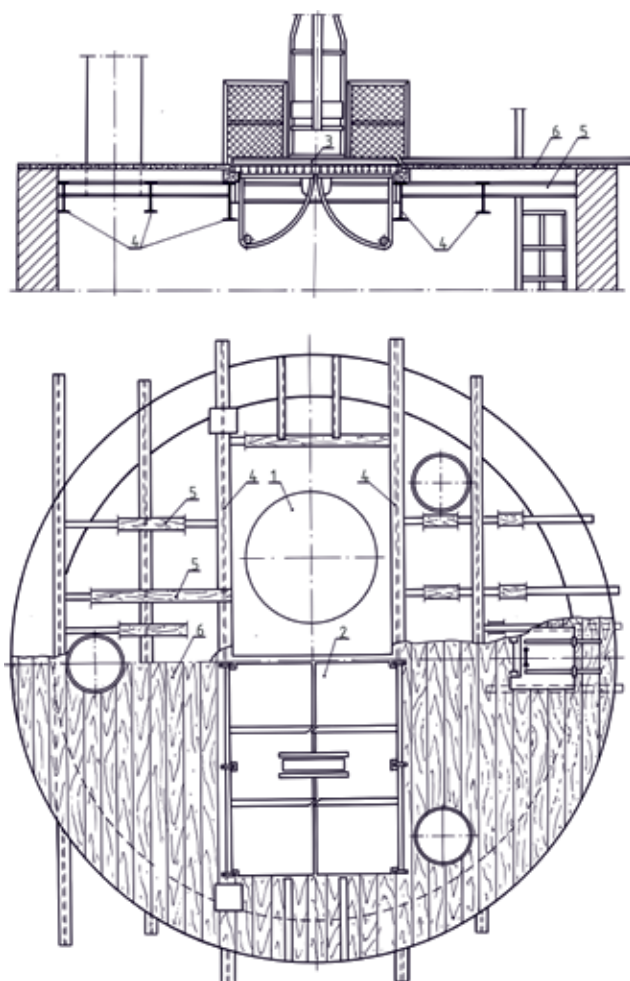
W czasie opuszczania do miejsca pracy w szybie materiałów, elementów konstrukcyjnych lub urządzeń przymocowanych do układu zawieszenia kubła za pomocą linek i uchwytów do tego celu przeznaczonych, załoga zatrudniona na dnie szybu oraz znajdująca się na pomostach może przebywać na wymienionych stanowiskach pracy przy zachowaniu środków bezpieczeństwa podanych w instrukcji roboczej.

W czasie opuszczania pomostu wiszącego, rur oraz lutni zawieszonych na linach jazda urządzeniem kubłowym nie może się odbywać.

5.1.7. Urządzenia wyladowcze i zabezpieczające w wieży szybowej

Urządzenia te to: pomost roboczy z otworami zakrytymi klapami do przejścia kubłów, pomost wysypowy, wysyp, urządzenie do podchwytywania sanek i opróżniania kubłów, pomost dla wyłącznika krańcowego i jego obsługi oraz pomost kół linowych.

Pomost roboczy (Rys. 5.9) zbudowany jest najczęściej z bali drewnianych ułożonych na konstrukcji wsporczej z dźwigarów stalowych, utwierdzonych w murze szybowym na zrębie szybu.



Rys. 5.9. Pomost roboczy na zrębie szybu. 1 – kubel, 2 – przedział kubłowy, 3 – kłapy nad przedziałem, 4 – dźwigary pomostu, 5 – belkowanie pomostu, 6 – pokrycie balami.

W pomoście tym wykonuje się otwory dla przejścia kubłów, lutni, rur, kabli oraz wejście do przedziału drabinowego. Otwory w pomoście dla przejścia kubłów oraz wejście do przedziału drabinowego zabezpiecza się klapami. Pozostałe otwory uszczelnia się lub zabezpiecza przelotami z rur lub blachy. Otwór dla przejścia kubłów (przedział wyciągowy) zamyka się dwudzielnymi klapami. Przy niewielkich urządzeniach wyciągowych klapy wykonuje się z bali drewnianych grubości 50, 60 i 75 mm, pokrytych na wierzchniej stronie blachą grubości 3 mm w celu zabezpieczenia ich przed szybkim zużyciem.

Przy większych urządzeniach wyciągowych (powyżej 1,5 m³ pojemności kubła) klapy są wykonane z kształtowników stalowych pokrytych blachą żeberkową. Na wierzchniej stronie klapy przymocowane są niekiedy szyny w celu umożliwienia wjazdu na nie platform do wyładunku i załadunku ciężkich przedmiotów, jak również przewożenia na platformach kubłów próżnych oraz z materiałami budowlanymi. Obecnie materiały i urządzenia z zewnątrz wieży na klapy zrębowe podaje się wciągnikami samojezdnymi. Klapy drewniane mniejszych rozmiarów otwierane są ręcznie z zastosowaniem przeciwcieżarów równoważących ciężar klap. Przy klapach większych rozmiarów stosuje się automatyczne otwieranie klap.

Na wysokości od 3,0 do 4,0 m powyżej pomostu roboczego zabudowuje się po-
most wysypowy. Stosuje się najczęściej wysypy wolno stojące na konstrukcji stalowej luźno złączone poprzez system drabinowy z konstrukcją wieży. Obecnie tylko w szczególnych przypadkach buduje się wysypy oparte o konstrukcje wieży.

Wysyp składa się z: konstrukcji nośnej, górnych klap i leja zasypowego.

Konstrukcja nośna wysypu wykonana jest ze stali profilowanej. Musi być ona dostatecznie mocna, aby wytrzymywała obciążenie kubła wraz z urobkiem przy jego wysypywaniu oraz obciążenie wynikające z urobku nagromadzonego w leju zsy-powym. Górne klapy wysypu są tych samych rozmiarów i tej samej konstrukcji co klapy dolne (na pomoście roboczym). Zabezpieczają one szyb przed spadaniem kawałków urobku. Jedna połowa klap jest nachylona i tworzy część spadu leja zsy-powego. W czasie wysypywania urobku z kubła stacza się ona po tej części klap. Klapy otwierane są podobnie jak klapy dolne.

Lej zsy-powy wystaje poza wieżę i służy do chwilowego gromadzenia urobku, skąd samoczynnie zsypuje się do podstawionych na zewnątrz wieży wywrotek sa-

mochodowych lub też gromadzony jest na estakadzie, skąd koparkami lub ładowarkami ładowany jest do samochodów lub wagonów. Nachylenie wysypu powinno być dostosowane do rodzaju skał w celu uzyskania sprawnego staczania się urobku. Przy glinach iłach, łupkach ilastych pożądane nachylenie jest większe aniżeli przy piaskowcach.

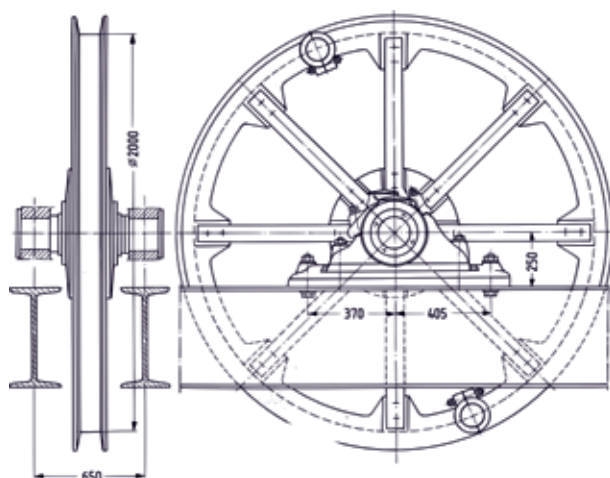
Leje zsypowe wykonuje się bez zamknięcia lub z zamknięciem. Częściej stosowane są leje z zamknięciem. Umożliwiają one gromadzenie urobku z kilku kubłów, co daje częściowe wyrównanie nierównomierności podstawiania środków transportowych. Stopniowe dozowanie urobku z leja wysypowego do wywrotek samochodowych zapewnia równomierny (bez uderzeń) ich załadunek, czego nie można osiągnąć przy lejach otwartych, gdzie całkowity urobek z kubła musi być umieszczony w wywrotce.

Zamykanie i otwieranie leja wysypu wykonuje się przy użyciu układu dźwigni i cylindra powietrza sprężonego.

5.1.8. Koła linowe

W zależności od rodzaju maszyny wyciągowej stosuje się koła linowe na linę okrągłą lub płaską.

Charakterystykę stosowanych kół linowych podano w Tabl. 5.8 oraz na Rys. 5.10. Tabl. 5.8



Rys. 5.10. Koła linowe stosowane w czasie głębenia szybu.

Oprócz podanych kół znajdujących zastosowanie przy głębieniu szybu stosuje się także inne koła (krążki linowe) do lin nośnych pomostów wiszących, ładowarek i lin prowadniczych. Ich charakterystykę podano w Tabl. 5.9

Tabl. 5.9. Charakterystyka techniczna krążków linowych

Rodzaj krążka	Średnica krążka (obiegowa)	Średnica liny
	mm	mm
Do lin prowadniczych	300	21
Do kabli, drabin wiszących	500	50
Do pomostów wiszących	1000	56

5.2. Urządzenia wciągowe pomostów wiszących

Stosowane do wznoszenia obudowy i zbrojenia szybu pomosty wiszące wymagają okresowego przemieszczenia. Czynność tę wykonuje się za pomocą wciągarek wolnobieżnych. Zapewniają one przemieszczenie pomostu z prędkością do 0,15 m/a. Zgodnie z przepisami prędkość ta nie może przekraczać 0,25 m/s. Wciągarki bębnowe wolnobieżne powinny mieć hamulec manewrowy oraz działający na bęben hamulec postojowy lub zapadkę. Powinny one być również wyposażone w zabezpieczenie przeciążeniowe.

Każdy z hamulców powinien utrzymywać w spoczynku maksymalną nadwagę co najmniej dwukrotnym współczynnikiem bezpieczeństwa. W przypadku zastosowania w jednym urządzeniu pomocniczym zespołu wciągarek, hamulce manewrowe lub hamulce postojowe wszystkich wciągarek powinny utrzymywać jednocześnie w spoczynku maksymalną nadwagę co najmniej dwukrotnym współczynnikiem bezpieczeństwa.

Stosunek średnicy bębna wciągarki do średnicy liny nie powinien być większy niż 20.

Przy całkowitym odwinieciu lin na bębnie wciągarki powinno pozostać nie mniej niż pięć zwoi zapasowych.

W przypadku współpracy dwóch lub więcej wciągarek wolnobieżnych ruch ich powinien być sterowany centralnie, przy czym wyłącznie dla celów korekcyjnych

zenia urządzeń przemieszczanych (pomostów wiszących, odeskowań itp.) powinna istnieć możliwość indywidualnego sterowania poszczególnymi wciągarkami.

W polskim budownictwie szybowym stosuje się wciągarki o nośności od 30 do 350 kN. Charakterystykę stosowanych wciągarek podano w Tabl. 5.10.

Tabl. 5.10. Charakterystyka techniczna wciągarek szybowych wolnobieżnych

Wyszczególnienie	Rodzaj kołowrotu						
	ŁP-18 ¹⁾	ŁP-10 ¹⁾ SW-10 ²⁾	Kuba-3 ³⁾	Kuba-5 ³⁾	Kuba-10 ³⁾	Kuba-35 ³⁾	E-Wolff-35 ⁴⁾
Udźwig maksymalny, kN	180	10	10	50	100	350	350
Pojemność bębna dla liny o średnicy podanej w liczniku, ϕ mm/m	45/140	36/1000	14/280	24/600	32/1200	38/1600	38/1450
Średnica prędkości liny, m/s	0,100	0,084	1,0	0,01	0,05	0,137/0,222	0,26
Średnica bębna, mm	1100	800		500	700	1300	300
Moc silnika, kW	22,0	22,0		7,5	11,0	2 × 30	48,0
Masa kołowrotu, mm	225,0	80,0	14,0	25,0	58,0	23,	19,5
Długość kołowrotu, mm	6480	3390	1400	1870	2850	3730	5055
Szerokość kołowrotu, mm	4270	2870	1140	1650	2300	3580	2685
Wysokość kołowrotu, mm	2260	1740	1175	1240	1450	2490	2810

¹⁾ produkcji ZSRR, ²⁾ produkcji NRD, ³⁾ produkcji polskiej, ⁴⁾ produkcji RFN.

5.3. Pomosty wiszące

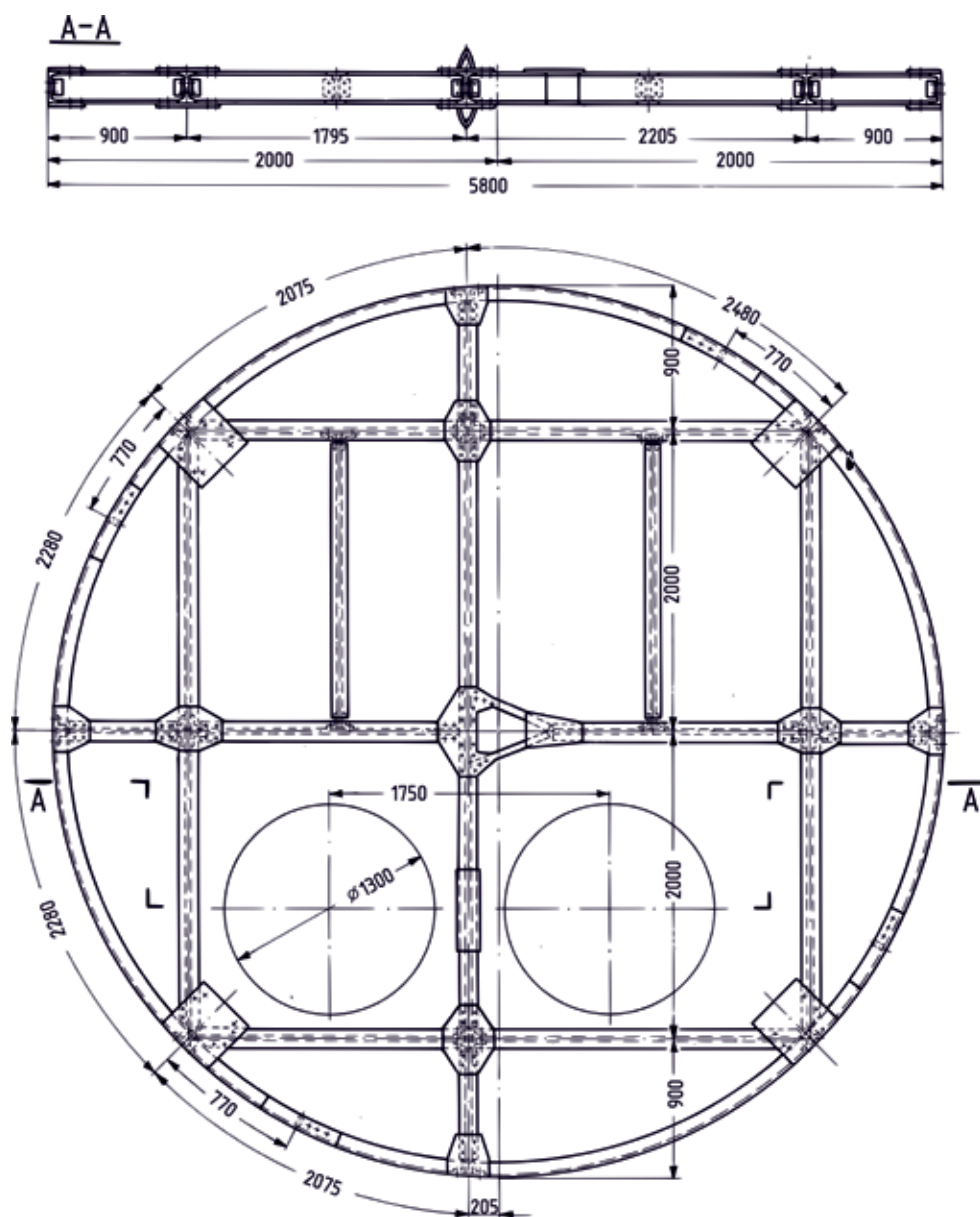
Pomosty wiszące służą do wznoszenia obudowy szybu i jej uszczelniania oraz do zbrojenia szybu. Pomosty podzielono:

a) ze względu na stopień zakrycia szybu na:

- zakrywające cały szyb,
- zakrywające część szybu;

b) ze względu na liczbę pięter na:

- jednopiętrowe (jednopoziomowe, jednopodestowe – Rys. 5.11),
- wielopiętrowe (wielopoziomowe, wielopodestowe – Rys. 5.8).



Rys. 5.11. Pomost wiszący jednopodestowy.

Pomosty wykonane są ze stali profilowej. Rozmieszczenie dźwigarów nośnych powinno być takie, aby możliwe było przejście kublów, czerpaków ładowarek, pomp, pionu środkowego, rurociągów i lutniociągów.

Wytrzymałość konstrukcji pomostów powinna być obliczona z sześciokrotnym współczynnikiem bezpieczeństwa przy maksymalnym obciążeniu roboczym, z uwzględnieniem ciężaru własnego.

Do obliczeń wytrzymałościowych pomostów przyjmuje się maksymalne obciążenie statyczne wynikające z technologii robót prowadzonych w szybie.

Wytrzymałość elementów układów zawieszonych pomostów wiszących powinna być obliczona z dziesięciokrotnym współczynnikiem bezpieczeństwa.

Otwory kłap w pomostach wiszących dla przejazdu kublów powinny być zaopatrzone w bariery wraz z krawężnikami lub osłony (kominy przelotowe). Wysokość barier lub osłon powinna wynosić co najmniej 1,2 m. 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 szybu. Pomosty, przy których odległość ich krawędzi od obudowy jest większa niż 20 cm lub mają otwory przelotowe dla kublów zamykane kłapami, powinny być wyposażone w odpowiednie poręcze ochronne oraz krawężniki.

Oprócz wymienionych funkcji pomost wiszący spełnia również funkcję ramy napinającej dla jednego lub dwóch urządzeń wyciągowych. W tym przypadku pomost wiszący (rama napinająca) zawieszony jest na wielu linach będących zarazem linami nośnymi pomostu wiszącego, jak i linami prowadniczymi urządzenia kublowego.

Pomost wiszący w czasie wykonywania z niego robót oraz pomost wiszący-rama napinająca powinny być zawsze, z wyjątkiem czasu ich przemieszczania, unieruchomione ryglami, podchwytnakami lub rozporami. Pomost wiszący (ramę napinającą) można unieruchomić przez odpowiednie naprężenie lin prowadniczych. Jako liny nośne i prowadniczo-nośne powinny być stosowane liny o budowie zamkniętej, otwartej, przeciwzwite lub nieodkrętnie.

Każdy pomost wiszący musi być wyposażony w sygnalizację alarmową oraz porozumiewawczą pośrednią lub bezpośrednią i łączność telefoniczną szybową.

W czasie przemieszczania pomostu – ramy w szybie ruch urządzeń wyciągowych powinien być zatrzymany.

Na pomoście może się znajdować tylko taka liczba ludzi, która jest niezbędna do kierowania pomostem w czasie jego przemieszczania, co jest określone w instrukcji obsługi. Ludzie znajdujący się na pomoście w czasie przemieszczania powinni być zabezpieczeni pasami bezpieczeństwa wraz z linkami przedłużającymi.

Pomost wiszący w szybie może się przemieszczać po spełnieniu następujących warunków:

- poniżej pomostu w szybie nie mogą znajdować się ludzie,
- obciążenie i prędkość przemieszczania pomostu nie może przekraczać wielkości określonych w dokumentacji dla warunków przemieszczania,
- stosowane będą sygnały ustalone dla danego pomostu,
- przemieszczenie odbywać się będzie na odcinku szybu określonym w dokumentacji technicznej.

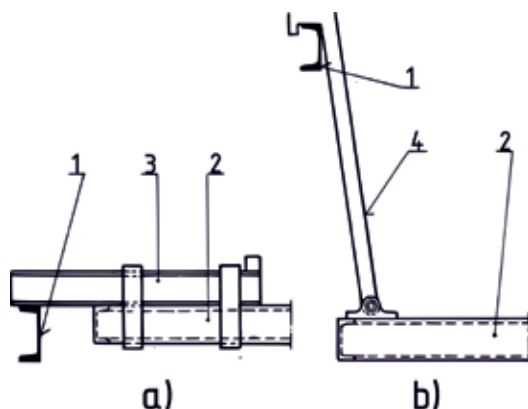
Wznoszenie obudowy i zbrojenia szybu wykonuje się z pomostów pełnych zakrywających cały przekrój szybu. Mogą to być pomosty jednopodestowe (Rys. 5.16) lub dwupodestowe (dwupiętrowe – Rys. 5.8). Obecnie najczęściej wykonuje się pomosty dwupiętrowe (dwupodestowe), z tym że pełnią one również funkcję ramy napinającej. Przy głębieniu szybu pomosty wiszące wykorzystywane są dla umieszczenia kołowrotów do ładowarek z ręcznym wodzeniem lub też dla podwieszenia ładowarki z mechanicznym urządzeniem. W tym przypadku kabina ładowarki, z której operator steruje jej czynnościami, podwieszona jest na kolistej szynie prowadniczej umocowanej od spodu do dolnego podestu pomostu. Na podeście wiszącym umieszcza się też leje zsypne do opróżniania kubłów materiałowych z betonu i jego transportu za odeskowanie. W przypadku odwadniania szybu pompami przodkowymi na pomoście wiszącym urządza się również stanowisko pomp stacjonarnych, które odbierają wodę od pomp przodkowych i przekazują do znajdujących się wyżej

pomp stacjonarnych. W przypadku zbrojenia szybu wykonuje się obydwie podesty do mocowania wsporników pod belki zbrojeniowe.

Do uszczelniania 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 prac uszczelniających, pomosty tego typu mają wysuwane segmenty w kształcie półkola, zakrywające cały przekrój szybu.

W czasie pracy pomosty zakrywające cały szyb są rozparte do obudowy (zastabilizowane) przy użyciu siłowników mechanicznych lub hydraulicznych, a wyjątkowo spoczywają na ryglach wspartych w gniazdkach wykutych w obudowie szybowej. Pomosty zakrywające tylko przedział wyciągowy spoczywają na ryglach wysuniętych i wspartych na belkach zbrojenia szybu (Rys. 5.12a). Zamiast rygli używa się czasem haków (Rys. 5.12b).



Rys. 5.12. Schemat umocowania pomostu w szybie na belkach szybowych. a – ryglami, b – hakami; 1 – belka zbrojenia, 2 – konstrukcja pomostu, 3 – rygiel, 4 – hak.

Do zawieszania pomostu stosuje się bądź specjalne zawiesia konstruowane indywidualnie, bądź też w przypadku pomostu-ramy napinającej zawieszają się na odpowiednio zaprojektowanym zestawie krążników (Rys.5.8).

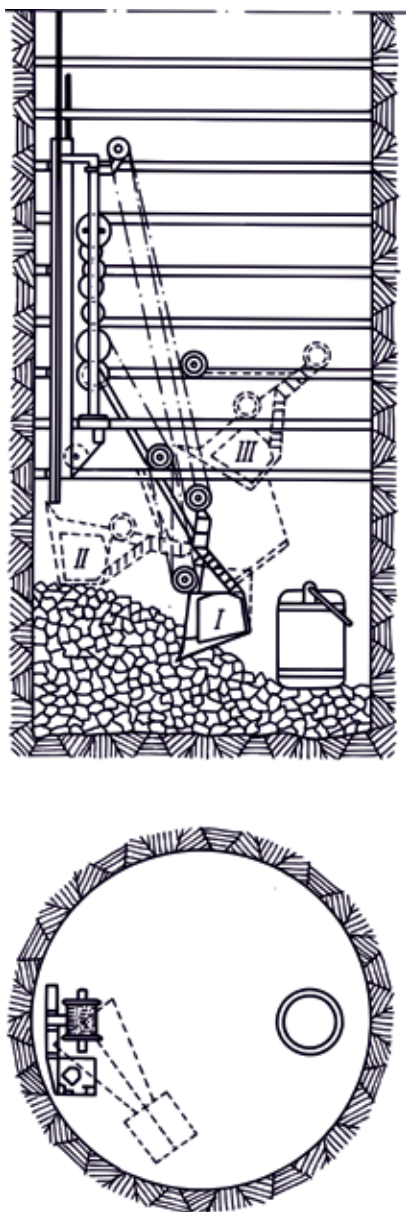
Całość obliczeń konstrukcji pomostu, jego zawieszenia i użytkowanie podane jest w tzw. akcie koncesyjnym, podobnie jak przy urządzeniu wyciągowym. Urządzenie to podlega odbiorowi i kontroli podobnie jak urządzenie wyciągowe.

5.4. Ładowarki mechaniczne

Zwiększenie postępu głębienia szybów wiąże się ściśle ze zmniejszeniem czasu ładowania urobku. Stąd tendencja zastąpienia mało wydajnej, ciężkiej pracy ręcznego ładowania urządzeniami mechanicznymi.

Najczęściej stosowane są ładowarki chwytakowe (polipowe), gdzie ładowanie urobku następuje przez koncentrycznie zaciskające się szczęki ładowarki (Rys. 5.13) oraz ładowarki koszowe (zgarniakowe łyżkowe), gdzie urobek ładuje się do automatycznie otwieranego i zamykanego kosza lub łyżki (Rys.5.14). Ze względu na sposób pracy ładowarki podzielono na dwa typy: z wodzidłem ręcznym z wodzidłem mechanicznym.

Rys. 5.13. Ładowarka chwytakowa szczękowa z prowadzeniem ręcznym typu Gryf-1p. 1 – podnośnik pneumatyczny, 2 – sterownica z urządzeniem sterowniczym, 3 – chwytak, 4 – wąż pneumatyczny doprowadzający powietrze sprężone, 5 – cylinder ruchu chwytaka.



Rys. 5.14. Ładowarki łyżkowe dostosowane do pracy w szybie.

Obecnie w szybach o średnicy do 5,0 m i głębokości do 2000 m stosuje się ładowarki z wodzidłem ręcznym, a w szybach o średnicy powyżej 5,0 m i głębokości większej od 200 m – ładowarki z wodzidłem mechanicznym. Ładowarki z ręcznym

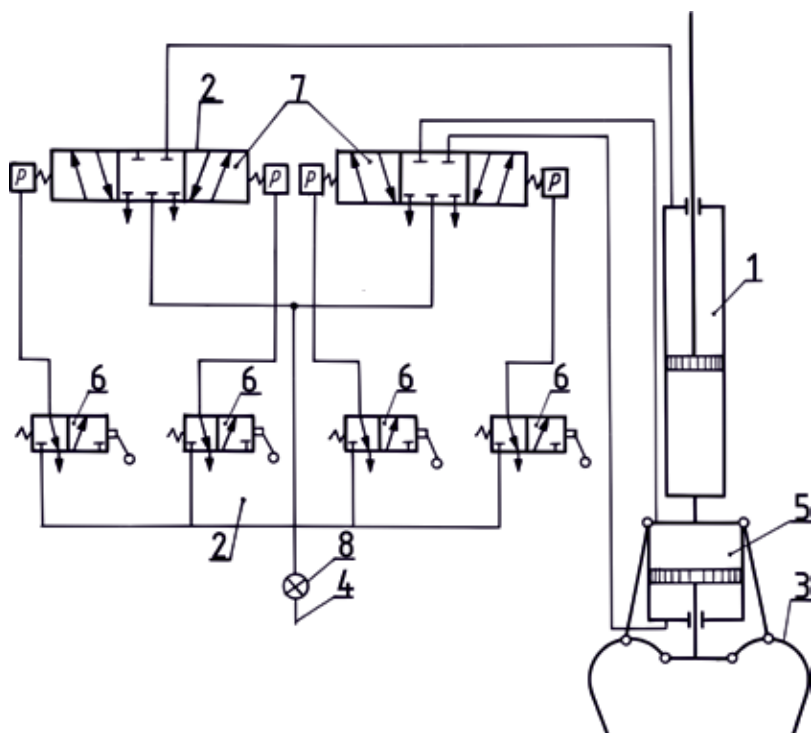
wodzydłem rozmieszcza się w przekroju szybu tak, aby nie przeszkadzały wyciągowi kółkowemu, a równocześnie obejmowały swoim zasięgiem mniej więcej równe wycinki dna szybu przy zawieszeniu pośrodku przydzielonego wycinka.

Ładowarkę z ręcznym wodzydłem zawiesza się na linie, która nawinięta jest na kołowrót z pneumatycznym napędem zabudowanym na stałym lub wiszącym pomoście w szybie.

Spśród ładowarek z ręcznym wodzydłem stosuje się obecnie w polskim budownictwie szybowym ładowarki chwytakowe typu Gryf-1p.

Ładowarka ta składa się z trzech głównych zespołów (Rys. 5.15):

- chwytaka,
- podnośnika,
- sterownicy.



Rys. 5.15. Schemat ideowy ładowarki z ręcznym wodzydłem. 1 – podnośnik pneumatyczny, 2 – wodzydło, 3 – chwytak, 4 – wąż pneumatyczny doprowadzający powietrze sprężone, 5 – cylinder ruchu chwytaka, 6 – zawory pilotujące 7 – suszarki rozdzielacza, 8 – kurek odcinający ze smarownicą.

Chwytak zbudowany jest na zasadzie mechanizmu korbowo-łącznikowego. Łopaty chwytaka są osadzone przegubowo w cięgłach i gwieździe.

Przeguby łączące łopaty, cięgła i gwiazdy są przegubami kulowymi pozwalającymi na obrót w kierunku poprzecznym do osi łożyska w granicach $\pm 45^\circ$. Gwiazda połączona jest z tłoczyskiem cylindra również za pomocą przegubu kulowego, tworząc dźwignię wyrównującą obciążenia na poszczególnych łopatach. Tłok osadzony na tłoczysku i przykręcony nakrętką ma dwustronne skórzanе uszczelnienie z racji swego dwustronnego działania.

Podnośnik 1 jest siłownikiem cylindrowym jednostronnego działania. Na zewnątrz cylindra przyspawana jest rura stalowa doprowadzająca i odprowadzająca powietrze sprężone z komory roboczej. Tłok cylindra, przyspawany do drąga tłokowego, ma jednostronne skórzanе uszczelnienia.

W górnej pokrywie cylindra znajduje się dławica, a w dolnej umieszczony jest trzon zawiesia służący do podwieszenia chwytaka.

Sterownica (wodzidło) 2 wykonana jest w postaci ramy spawanej z rur stalowych. Sterownica jest przegubowo połączona z cylindrem chwytaka. Dwie sprężyny śrubowe, umocowane w górnej części cylindra chwytaka i na obejmach ramy sterownicy, obciążają sterownicę, a tym samym zmniejszają wysiłek operatora.

Uruchomienie ładowarki następuje za pomocą przycisków umieszczonych na rękojeściach sterownicy.

Przyciski zaworów pilotowych usytuowane są parami przy każdej rękojeści, przy czym każda para przyporządkowana jest jednemu siłownikowi. Gdy przyciski znajdują się w położeniu neutralnym, tj. gdy nie są naciśnięte, wtedy suwak rozdzielacza znajduje się w środkowym położeniu, zamykając kanały do siłownika.

Przyciśnięcie przycisku powoduje pełne otwarcie rozdzielacza. Prędkość ruchu siłowników reguluje się przez naciskanie odpowiedniego przycisku krócej lub dłużej.

Naciśnięcie przycisków umieszczonych na prawej rękojeści sterowniczej powoduje otwieranie lub zamykanie szczęk chwytaka 3, które odbywa się siłownikiem tłokowym dwustronnego działania 5 napędzanym powietrzem sprężonym 4.

Wlot powietrza nad tłok powoduje wysuwanie się drąga tłokowego a to z kolei – otwieranie się szczęk.

Doprowadzenie powietrza sprężonego pod tłok powoduje zamykanie szczęk i załadowanie chwytaka.

Podnośnik uruchamia się przez naciśnięcie przycisków na lewej rękojeści sterownicy. Podnoszenie następuje po wylocie powietrza sprężonego nad tłok siłownika cylindrowego jednostronnego działania, a opuszczenie – pod wpływem ciężaru ładowarki po podłączeniu przestrzeni nad tłokiem z atmosferą. Charakterystykę techniczną ładowarki typu Gryf-1p przedstawiono w zestawieniu.

Charakterystyka techniczna ładowarki typu Gryf-1p:

Pojemność chwytaka, m ³	0,25
Liczba łopat, szt.	5
Wydajność, m ³ /h:	
– maksymalna	80
– przeciętna	22
Czas cyklu ładowania, s	15–35
Średnica chwytaka, mm:	
– zamkniętego	1180
– otwartego	1610
Długość skoku tłoka podnośnika, mm	2450
Długość skoku chwytaka, mm	360
Robocze ciśnienie powietrza sprężonego, MPa (at)	0,5–0,7 (5–7)
Granulacja ładunku urobku, mm	0–600
Szerokość ładowarki wraz ze sterownicą ustawioną pionowo przy chwytaku otwartym, mm	2100
Minimalna wysokość ładowarki, mm	4400
Maksymalna wysokość ładowarki, mm	6850
Masa ładowarki, kg	710

W szybie ładowarkę zawiesza się na linie Φ 20 mm nawiniętej na kołowrót z napędem pneumatycznym. Kołowrót ten może być na powierzchni, na pomoście sta-

łym lub wiszącym w szybie lub we wlotach szybowych. Najczęściej stosuje się kołowroty produkcji polskiej typu KCH-KCH-15, Skok 1P i 2M i Kibic.

Charakterystykę techniczną wymienionych kołowrotów podano w Tabl. 5.11.

Tabl. 5.11. Charakterystyka techniczna kołowrotów ładowarek chwytakowych zabudowanych w szybie.

Wyszczególnienie	Typ kołowrotów			
	KCH 7	KCH 15	Skok 1P	Skok 2M
Moc nominalna, KM	7,5	15	–	6,5 kW
Ciśnienie powietrza sprężonego, MPa	0,4	0,4	0,4	0,4
Obroty na minutę	800	2500	335	700–750
Typ silnika	STG-6	SPT-15	p-z ¹⁾ 2 × 2,2 kW	STG-9 6,5 kW
Masa całkowita, kg	375	1120	247	964
Długość, mm	980	1885	655	655
Szerokość, mm	615	1300	650	1140
Wysokość, mm	705	745	650	1110
Prędkość liny, m/s				
– I warstwa	–	–	0,16	0,175
– II warstwa	–	–	0,27	–
Dopuszczalna siła na linie, kN:				
– I warstwa	–	–	17,5	10,0
– II warstwa	–	–	10,0	14,3 przy warstwie
Pojemność bębna dla liny, m	200	450	120	160
Średnica liny, mm	φ 122	φ 122	φ 122	φ 16
Zużycie powietrza sprężonego, m ³ /min	–	–	ok. 5	–

1) pneumatyczno-zębaty

Do zawieszania ładowarek stosuje się liny okrągło splotowe, przeciwwzвите. Liny te przy nałożeniu powinny wykazywać co najmniej pięciokrotny współczynnik bezpieczeństwa w stosunku do maksymalnego obciążenia statycznego. Powinny być one, zgodnie z przepisami, co sześć miesięcy odcięte na odcinku pomiędzy zawieszeniem a pomostem wiszącym. Podlegają okresowej kontroli szczegółowej oraz każdorazowo po robotach strzałowych.

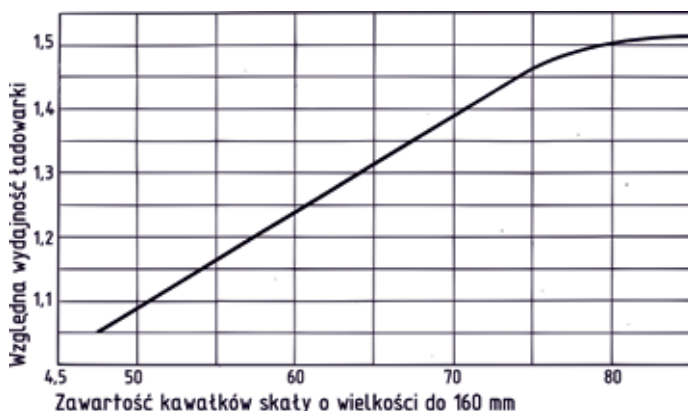
Po odstrzeleniu, przewietrzeniu i doprowadzeniu przodku do bezpiecznego stanu, ładowarkę opuszcza się i reguluje zawieszenie. Prawidłowe zawieszenie ładowarki nastąpi wtedy, gdy chwytak ładowarki spocznie na urobku przy opuszczonym podnośniku. Następnie podłącza się przewody powietrza sprężonego. Ładowarkę

obsługiwać może tylko uprawniony operator oraz jedna lub dwie osoby, których zadaniem jest naprowadzenie za pomocą haków ładowarki na miejsce wybierania urobku i ładowania do kubła.

Operator, manipulując sterownicą i 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 odrzuca się łopatami i kilofami urobek od ścian na środek szybu, skąd ładowarka ładuje do kubła.

Urobek zbiera się warstwami o grubości ok. 0,5 m. Dla ułatwienia ładowania (zmniejszenia wysokości podnoszenia chwytaka), wybiera się wpierw w urobku wgłębienie, 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.

Wydajność ładowarki jest największa wtedy, gdy odchylenie chwytaka od osi zawieszenia jest najmniejsze. Wydajność ładowarki wzrasta wraz ze zwiększeniem stopni rozdrobienia urobku. Ilustruje to przykład badań przeprowadzonych w ZSRR, a pokazanych na Rys. 5.16.



Rys. 5.16. Zależność wydajności ładowarki z ręcznym wodzeniem od stopnia rozdrobienia urobku.

Z tych względów ważne zadanie ma umiejętne prowadzenie robót strzelniczych, aby nie trzeba było dodatkowo rozbijać bryły urobku młotami pneumatycznymi.

Natomiast niewielki przepływ wody w ilości do 50 dm³/min wpływa korzystnie na wydajność ładowania, ułatwiając pogrążenie się szczęk chwytaka w masie urobku. Mechaniczne ładowanie ułatwia również wykonywanie małego rząpia na koszt ssawny pompy.

Jeżeli urobek zawiera dużo części ilastych (np. piaskowce rejonu dąbrowskiego lub jaworznickiego), to pożądane jest, aby przodek szybowy był przytopiony 10 do 15 cm, gdyż następuje wtedy obmywanie szczęk chwytaka i urobek nie przykleja się do nich.

Po zakończonym ładowaniu ładowarkę podciąga się o 30 do 40 m w górę i przy-mocowuje się do obudowy lub pomostu.

Aby dokonać większych napraw, ładowarkę wyciąga się na powierzchnię. Sma-rowanie, uszczelnianie cylindrów przeprowadza w szybie uprawniony pracownik, wyłączając uprzednio dopływ powietrza sprężonego.

Szyby o średnicy powyżej 5,0 m świetle i głębokości powyżej 300 m wyposaża się w ładowarki z mechanicznym sterowaniem (wodzeniem).

Z mechanicznym wodzidłem w polskim budownictwie szybowym stosuje się ładowarki produkcji ZSRR typu KS-2u lub produkcji polskiej typu CŁS. Ładowarki typu KS-2u produkuje się z jednym lub z dwoma chwytakami.

Charakterystyka techniczna ładowarki typu CŁS:

I. Charakterystyka ogólna:

- średnica szybu w świetle, m do 9,0
- czas trwania cyklu ładowania
(napełnianie i opróżnianie chwytaka), s 25–30
- wydajność ładowania urobku, m³/min 1,3–1,6
- średnie zużycie powietrza sprężonego przez ładowarkę
przy ciśnieniu 0,5 MPa po uwzględnieniu czasu na wyłączenie
mechanizmów, m³/min 20
- maksymalne zużycie powietrza sprężonego, m³/min 50
- masa ładowarki (bez hydraulicznego rozparcia pomostu), kg 10800

II. Charakterystyka zespołów:

1. Chwytnak:

– pojemność chwytaka, m ³	0,65
– wewnętrzna średnica cylindra, mm	720
– skok tłoka, mm	
– nacisk na końcach szczęk, MPa.....	0,6–0,7
a) na początku czerpania, da N	19 000–22 200
b) na końcu czerpania, da N	6250–7300
– czas trwania zamykania szczęk, s.....	3
– podstawowe wymiary, mm:	
a) w stanie zamkniętym	3615 × 1600
b) w stanie otwartym	3335 × 2500
– masa, kg	3300

2. Wciągarka:

– udźwig (przez blok), da N	5000
– prędkość podnoszenia (przez blok) przy ciśnieniu powietrza sprężonego $p = 0,5$ MPa, m/s.....	0,48
– średnica liny, mm.....	21,5
– długość liny (całkowita), m	22
– silnik pneumatyczny, typu	DMO-35
– moc silnika przy ciśnieniu powietrza sprężonego 0,5 MPa, kW	35
– liczba obrotów na min przy 0,5 MPa, obr/min	1500
– zużycie powietrza sprężonego przy 0,5 MPa, m ³ /min	ok. 30
– podstawowe wymiary, mm:	
a) długość.....	2470
b) szerokość	760
c) wysokość	1370
– masa, kg	2980

3. Mechanizm obrotu:

– prędkość jazdy (regulowana), m/s	1
– silnik pneumatyczny, typ	STG-9
– moc silnika (przy 0,5 MPa), KW	6,7
– liczba obrotów na min (przy 0,5 MPa), obr/min	700–750
– średnica tłoczna, mm	275
– podstawowe wymiary, mm:	
a) długość	813
b) szerokość	670
c) wysokość	848
– masa kabiny operatora, kg	727
– typ konstrukcji – szkieletowa, spawana:	
a) wymiary przekroju poziomego, mm	1700 × 1040
b) wysokość, mm	3265
c) masa, kg	940

4. Trzon:

– średnica zewnętrzna środkowego otworu, mm	680
– wysokość całkowita użyteczna (występująca poniżej pomostu), mm	3000
– masa, kg	1011, 1095

5. Mechanizm jazdy promieniowej:

– prędkość nawijania liny (jazda wózka), m/s	0,34
– średnica liny, mm	14
– siła pociągowa kołowrotu, da N	870
– długość liny, m	2 × 6
– silnik pneumatyczny, typu	STG-9
– zużycie powietrza sprężonego (przy ciśnieniu 0,5 MPa), m ³ /min	ok. 7
– liczba obrotów na nim (przy ciśnieniu 0,5 MPa) obr/min	700–750
– masa, kg	1435

6. Instalacja pneumatyczna:

- wewnętrzna średnica gumowych węży:
 - a) zasilających instalację pneumatyczną kabiny operatora, mm 65
 - b) zasilających silnik wciągarki i cylinder chwytaka, mm
 - c) zasilających silniki mechanizmu obrotu i kołowrotu mechanizmu jazdy, mm..... 25
 - d) sterujących wciągarką i hamulcem mechanizmu obrotu, mm 19
- pojemność odwadniacza, dm³ 240
- pojemność smarownicy, dm³ 4
- masa odwadniacza, kg 317

7. Zespół koła jezdnego kabiny:

- udźwig, da N 800
- średnica krążka, mm 190
- masa, kg 114

8. Hydrauliczne rozpieranie pomostu:

- ciśnienie w instalacji hydraulicznej, MPa 8
- liczba rozpieraków (siłowników), szt. 8
- liczba stacji pomp, szt. 1
- ciśnienie powietrza sprężonego w powietrznej komorze hydroakumulatora, MPa..... 5
- pojemność hydroakumulatora przy ciśnieniu w instalacji hydraulicznej 9 MPa, dm³..... 1000 lub 2000
- rozpieranie w szybie:
 - a) o obudowę, mm-kg 500-217
 - b) o ocios, mm-kg 1150-544

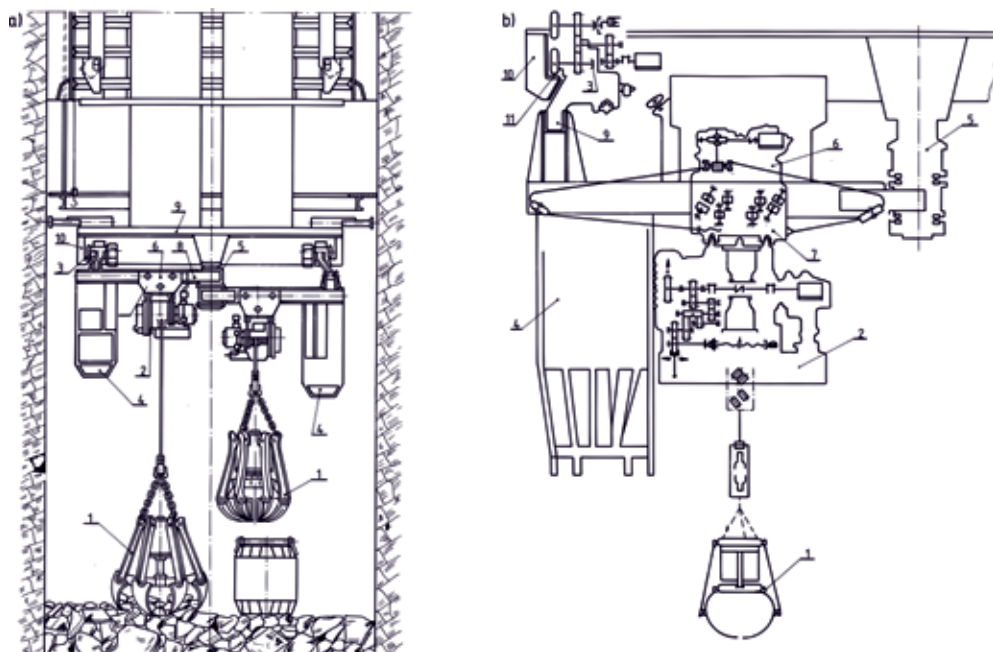
9. Stacja hydrauliczna:

- pojemność zbiornika do górnej szyny wskaźnika, dm³ 200
- pompy, typu PZ2-K-40

- największe ciśnienie wytwarzane przez pompę, MPa.....9
- wydajność pompy przy 750 obr/min, dm³ ok. 20
- silnik pneumatyczny STG-9

Ładowarkę typu KS-2u (Rys. 5.17) podwiesza się pod dolnym podestem pomo-
stu wiszącego. Ładowarka z jednym chwytakiem składa się z następujących uni-
wersalnych zespołów (tzn. zespołów jednakowych dla wszystkich średnic szybów):

- chwytaka 1,
- wciągarki 2,
- mechanizmu obrotu 3,
- kabiny operatora 4,
- centralnego trzonu 5,
- mechanizmu jazdy promieniowej z wózkiem wciągarki 6,
- zespołu koła jezdnego kabiny 7,
- instalacji pneumatycznej 8.



Rys. 5.17. Zespół ładowarkowy typu KS-2u/40. a – rozmieszczenie w szybie, b – schemat kinematyczny: 1 – chwytak, 2 – wciągarka, 3 – mechanizm obrotu, 4 – kabina operatora, 5 – centralny trzon, 6 – mechanizm jazdy promieniowej, 7 – zespół koła jezdnych kabiny, 8 – instalacja pneumatyczna, 9 – górna rama nośna, 10 – bieżnia kołowa.

Oprócz uniwersalnych zespołów ładowarkę wyposaża się w zespoły dostosowane do średnicy szybu:

- górną ramę nośną 9,
- bieżnię kołową 10.

Organem roboczym ładowarki służącym do nabierania urobku i ładowania do naczyń wydobywczych jest sześciopalcowy chwytak o napędzie pneumatycznym i pojemności 0,65 m³. Chwytak wyposażony jest w pneumatyczny cylinder. Służy do otwierania i zamykania szczęk chwytaka. Siła jego nacisku wynosi do 22 000 da N. Siła ta jest dostateczna do skruszenia średnich okruchów skał oraz do odrywania od calizny skały naruszonej robotami strzelniczymi.

Opuszczanie i podnoszenie chwytaka wykonuje się za pomocą wciągarki 2. Wciągarka ta wyposażona jest w układak liny, krążek dociskowy i pneumatyczne

wyłączniki krańcowe. Dzięki zastosowaniu układu liny i krążka dociskowego unika się wadliwego układania liny podczas podnoszenia chwytaka nawet w przypadku, gdy lina jest odchylona od pionowej osi zawieszenia.

Wyłączniki krańcowe uniemożliwiają podniesienie lub opuszczenie chwytaka poza skrajne położenie.

Ruch promieniowy wciągarki po górnej ramie nośnej 9 w stronę środka szybu lub w odwrotnym kierunku wykonuje kołowrót mechanizm jazdy wciągarki 6 za pomocą lin i dwóch krążków prowadzących przymocowanych do końców ramy. Liny są nawinięte i zamocowane na bębnie kołowrotu, przechodzą przez krążki, a następnie są połączone z wózkiem wciągarki.

Rama nośna 9 z jednej strony jest przymocowana przegubowo za pomocą zdejmowanych ramion do czopów obrotowej tulei centralnego trzonu 5, a z drugiej strony za pomocą poziomej osi łączy się z samobieżnym wózkiem obrotu 3. Na ramie zabudowano odbojnicę zabezpieczającą kołowrót mechanizmu jazdy wciągarki przed mechanicznym uszkodzeniem w przypadku posadowienia kubła na ramie.

Jazdę wciągarki po ramie w stronę środka lub na zewnątrz ograniczają automatycznie pneumatyczne wyłączniki krańcowe.

Mechanizm obrotu 3 poruszający się na dwóch krążkach po kołowej bieżni 10 obraca wzdłuż okręgu ramę 9, a tym samym i wciągarkę z chwytakiem. W ten sposób dzięki ruchowi ładowarki po okręgu i promieniowemu przemieszczeniu możliwe jest nabieranie urobku chwytakiem z całej powierzchni dna szybu.

Chwytakiem i mechanizmami służącymi do jego przemieszczania kieruje operator z kabiny 4, która przegubowo jest przymocowana do ramy 9. Drugim punktem podparcia kabiny jest koło 7 toczące się po bieżni 10.

Jak pokazano na Rys. 5.17 kabina operatora jest przesunięta względem ramy. Zezwala to na jazdę podnośnika bez przeszkód wzdłuż całej długości ramy.

Łączne obracanie się ramy wraz z kabiną zezwala operatorowi bezustannie obserwować dno szybu i pracę ładowarki.

W górnej części kabiny przewidziano uchylną pochyłą klapę chroniącą kabinę przed posadowieniem na niej kubła. Do kabiny operatora wchodzi się przez specjalny właz znajdujący się w pomoście i górnej części kabiny, a zamykany dwuskrzy-

dłową klapą. Bezpośrednio z kabiny można obsługiwać, remontować i regulować zespoły wciągarki 2, mechanizm obrotu 3 i mechanizm jazdy wciągarki 6.

Centralny trzon 5 mocuje się do specjalnego słupa zabudowanego w dolnym podejściu pomostu wiszącego i dokładnie centruje względem bieżni 10. Przez otwór centralnej podpory przepuszcza się na dno szybu pion środkowy.

Równocześnie poprzez centralną podporę napędy mechanizmów ładowarki zasilane są sprężonym powietrzem. Pod dolnym podestem pomostu wiszącego jest zamocowana bieżnia 10 przeznaczona do zawieszania ładowarki. Bieżnia składa się z trzech lub czterech segmentów (w zależności od średnicy szybu) połączonych ze sobą śrubami.

Układ hydraulicznego rozpierania pomostu, składający się z zespołu urządzeń hydraulicznych i rozpieraków, służy do unieruchomienia pomostu wiszącego w szybie oraz do przejmowania promieniowych i dynamicznych obciążeń powstających podczas pracy ładowarki oraz centrowania pomostu względem osi szybu. Z zasady zespół urządzeń hydraulicznych montuje się na górnym podejściu pomostu wiszącego. Na górnym i dolnym podejściu pomostu rozmieszcza się po cztery rozpieraki zaopatrzone w stopy rozporowe.

Układ hydraulicznego rozpierania pozwala na unieruchomienie pomostu w sposób pewny zarówno na obudowie, jak i ociosach szybu. Ładowarki typu CLS wyposażone są w napęd pneumatyczny.

Zasilanie mechanizmów powietrzem sprężonym z głównego rurociągu odbywa się przez filar odwadniacza znajdującego się na pomoście i centralny trzon stanowiący pierścieniowy kolektor powietrza sprężonego. Stąd powietrze sprężone węzłem zasilającym o średnicy 75 mm dostaje się do kabiny operatora.

Z kabiny operatora powietrze sprężone dopływa bezpośrednio elastycznymi węzłami gumowymi do odbiorników. W kabinie jest awaryjny kurek zezwalający na odłączenie dopływu sprężonego powietrza do wszystkich mechanizmów.

Zastosowanie ładowarek kabinowych przyczyniło się do znacznego skrócenia czasu wybierania urobku z dna szybu przy równoczesnej możliwości znacznego ograniczenia liczby ludzi w przodku. Liczbę ludzi w przodku można ograniczyć nawet do trzech osób (jedna – do nadawania sygnałów, dwie – do obsługi kubłów).

Przy wyciągach jednokubłowych istnieje możliwość załadunku kubła nawet bez odczepiania zawiesia.

Zespół podnośnikowy ładowarki kabinowej może również służyć do wznoszenia obudowy (podnoszenie przy montażu tubingów stalowych lub betonowych paneli).

5.5. Urządzenie wentylacyjne i przewietrzanie szybów

Podczas głębinienia szybu bez stosowania robót strzelniczych do głębokości 30 m, a niekiedy i 50 m, można stosować przewietrzanie naturalne przez dyfuzję.

Ruch kubłów oraz opad kropli wody wypływającej spoza obudowy stwarzają korzystniejsze warunki dla przewietrzenia przodku szybowego przez dyfuzję aniżeli na robotach poziomych.

Sztuczne przewietrzanie szybu stosuje się w celu dostarczenia świeżego powietrza do przodku, usunięcia szkodliwych gazów odstrzałowych oraz wydzielających się ze skał (metan, dwutlenek węgla).

Właściwe przewietrzenie przodku jest ważnym czynnikiem mającym wpływ nie tylko na higieniczne warunki pracy w szybie, lecz również na bezpieczeństwo pracy (usuwania gazów wybuchowych, trujących i duszących) oraz ze względu na postępowanie głębinienia szybu (szybsze przewietrzanie po strzałach).

Wydajność oraz typ wentylatora powinno się dobierać ze względu na szybkość usunięcia z przodku gazów odstrzałowych.

Dla szybów głębinowych z powierzchni niemających połączenia wentylacyjnego z kopalnią, wentylator instaluje się na powierzchni w odległości do 20 m od szybu.

Szyb przewietrza się wentylatorem i lutniami. Jest to tzw. wentylacja odrębna. Dla uzyskania lepszych warunków przewietrzania lutnie doprowadza się możliwie blisko przodku (ok. 8 m). Stosuje się zazwyczaj wentylacje tłoczącą (przez lutnie), gdyż zapewnia to korzystniejsze warunki przewietrzania.

Zarówno gazy odstrzałowe, jak i szkodliwe gazy wydobywające się z górotworu (poza dwutlenkiem węgla) mają zdolność do unoszenia się w górę. 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 intensywność ta może

być mniejsza. W tym też celu zabudowuje się czasem drugi wentylator o mniejszej wydajności który uruchamia się na okres postoju wentylatora głównego.

W szybach metanowych (z dopływem metanu) wentylacja musi być czynna bez przerwy. Dla szybów tych instaluje się dwa wentylatory, które pracują równocześnie po odpaleniu ładunków materiału wybuchowego oraz w okresach wzmożonego wpływu 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 powietrze świeże, a drugi zasysa gazy odstrzałowe. Wydajność wentylatora ssącego powinna być większa o 10 do 20% od wentylatora tłoczącego.

Po usunięciu gazów odstrzałowych szyb przewietrza się wentylatorem tłoczącym.

Obliczenie wentylacji szybu

Wyznaczenie ilości powietrza potrzebnej do przewietrzania przodku musi uwzględniać następujące czynniki:

- liczbę ludzi pracujących w przodku,
- głębokość szybu,
- średnicę szybu,
- ilość gazów wydzielających się z górotworu,
- ilość gazów powstających podczas strzelania.

Ilość powietrza potrzebna ze względu na liczbę ludzi zatrudnionych w przodku w stosunku do pozostałych parametrów jest znikoma (kilkadziesiąt m³/min).

Najwięcej powietrza do przodku szybowego powinno być dostarczone ze względu na konieczność rozrzedzenia gazów odstrzałowych do dopuszczalnego stężenia w określonym czasie. Stosuje się wzór W.W. Woronina

$$Q_p = 0,13 \cdot \frac{F}{tp} * \sqrt[3]{\frac{k_1 * A}{k_2^2 * F} * Hsz}, (5.5)$$

gdzie:

- Q_p – ilość powietrza, m^3/s ,
 F – przekrój poprzeczny szybu, m^2 ,
 t_p – czas przewietrzania (max. 30 min), min,
 k_1 – współczynnik zmniejszający ilość powietrza (przede wszystkim z powodu zawodnienia),
 A – ilość jednocześnie odstrzelonego materiału wybuchowego, kg,
 k_2 – współczynnik ucieczek powietrza,
 H_{sz} – głębokość szybu, m.

Wartość współczynnika k_1 podano w Tabl. 5.12.

Tabl. 5.12. Wartość współczynnika k_1 .

Warunki	Współczynnik k_1
Górotwór suchy (głębokość dowolna) lub nieznacznie zawodniony, głębokość do 200 m	0,8
Przepływ wody do $6 m^3/h$, głębokość powyżej 200 m	0,6
Przepływ wody $6-15 m^3/h$, głębokość powyżej 200 m	0,3
Przepływ wody powyżej $15 m^3/h$, głębokość powyżej 200 m	0,15

Wartość k_2 określa się wg wzoru K.A. Koriepanowa i L.A. Sklarowa

$$k_2 = 1,000 + 0,265 L \cdot C + 0,850 (L \cdot C)^2,$$

gdzie:

L – długość lutniociągu, m,

C – wielkość wyrażona wg wzoru:

$$C = \sqrt[3]{\frac{k_3^2 \cdot dr^2 \cdot r \cdot a \cdot l}{2 \cdot l^2}}, \quad (5.6)$$

przy czym:

k_3 – współczynnik właściwy nieprzepuszczalności stykowej,

d_r – średnica rurociągu, m,

r_{al} – opór aerodynamiczny 1 m lutniociągu,

l – długość pojedynczej lutni, m.

Wartość k_3 przyjmuje się od 0,0025 do 0,0001 w zależności od szczelności połączeń poszczególnych odcinków lutni.

Wartość współczynnika oporu aerodynamicznego podano w Tabl. 5.13.

Tabl. 5.13. Wartość współczynnika oporu aerodynamicznego

Rodzaj przewodu wentylacyjnego	Średnica przewodu wentylacyjnego M	Opór jednostkowy przewodu wentylacyjnego $\Pi \cdot s^2/m^9$
Lutniociągi: – metalowe	0,4	2,110
	0,5	0,540
	0,6	0,196
	0,8	0,049
	1,0	0,0147
	– Spiro	
	0,8	0,068
	1,0	0,020
	– elastyczne	
	0,4	1,765
Otwory wielkośrednicowe: – niezarurowane	0,5	0,441
	0,6	0,147
	0,8	0,039
	0,3	15,818
	0,4	2,991
	0,6	0,376
	0,8	0,082
	1,0	0,026
	– zarurowane	
	0,6	0,177
	0,8	0,041
	1,0	0,0118
	1,2	0,0049
	1,8	0,0006

Opory lutniociągów używanych, zardzewiałych i pociętych wzrastają w zależności od stopnia zużycia od 10 do 80%. W przypadku stosowania tego rodzaju lutniociągów stosuje się dodatkowo współczynnik $k_4 = 1,1-1,8$.

Przyjmując do obliczeń opór lutniociągu, należy uwzględnić również opory, jakie powstają przy zmianie kierunku jego przebiegu oraz ewentualnych odgałęzieniach (np. dla przewietrzania komór). Przyjmuje się wtedy dodatkowo długość równoznaczną (L_{lr}) lutniociągu dla danej przeszkody. Wielkość tę dla lutniociągów podano w Tabl. 5.14.

Tabl. 5.14. Wielkości oporów lokalnych wyznaczonych w długościach równoznacznych odpowiadających lutniociągów

Odkształcenie kształtki	Nazwa kształtki	Średnica lutniociągu, m		
		0,6	0,8	1,0
1	kolano 90°	28	34	46
2	trójnik 90°	96	68	92
3	rozgałęzienie	4	26	35
4	wlot do lutni	24	29	40
5	wlot lutni z dyfuzorem	8	10	13
6	wylot z lutni	40	49	66

Całkowity opór lutniociągu R oblicza się wg wzoru:

$$R_{nl} = r_{nl}(L_{lr} + k_4 \cdot L_{max}), \quad (5.7)$$

gdzie:

L_{max} – długość maksymalna lutniociągu, m,

L_{lr} – długość równoznaczna lutniociągu, m,

r_{nl} – opór jednostkowy lutniociągu wg Tabl. 5.15.

Równanie depresji w lutniociągu można przedstawić wg wzoru Woronina:

$$\Delta_p = \eta_l \cdot R \cdot V_w^2, \quad (5.8)$$

gdzie:

Δ_p – spadek ciśnienia na lutniociągu odpowiadający spiętrzeniu wentylatora, Pa,

η_l – sprawności lutniociągu w zależności od rodzaju i stanu lutni (w zakresie ważności wzoru $\eta \geq 0,5$),

V_w – wydatek wentylatora, m³/s.

Ilość powietrza potrzebna ze względu na wydzielający się metan określa się wg wzoru:

$$Q_p = 200 \cdot Q_m, \quad (5.9)$$

gdzie:

Q_m – ilość wydzielającego się metanu, m³/s,

200 – współczynnik, który uwzględnia rozrzedzenie metanu w atmosferze szybowej do 0,5%.

Ilość powietrza ze względu na minimalną prędkość przepływu powietrza określa się wg wzoru:

$$Q_p = V_{\min} \cdot F, \quad (5.10)$$

gdzie:

$V_{\min}$ – minimalna średnia prędkość powietrza (zgodna z przepisami), m³/s,

F – przekrój szybu, m².

Do dalszych obliczeń przyjmuje się większą z wyliczonych wartości Q_p .

Parametry wentylatora, tj. wydatek V_w i napór h_w wyznacza się następująco: wydatek określa się wg maksymalnej ilości powietrza potrzebnego w przodku z uwzględnieniem ucieczek:

$$V_w = \Delta_p \cdot Q_p. \quad (5.11)$$

Napór wentylatora musi pokonać opory aerodynamiczne lutniociągu. Obliczeniowy napór wentylatora równa się depresji w lutniociągu:

$$h_w = \Delta_p \cdot r_{nl} \cdot Q_p + \sum E \cdot \frac{V^2}{2g} \cdot \gamma, \quad (5.12)$$

gdzie:

E – współczynnik lokalnego oporu wskutek zwężenia lub krzywizny lutni: $E = 0,04\text{--}0,2$ przy krzywiznach 15 do 90° , a $0,06\text{--}0,07$ dla zwężeń;

$g = 9,81 \text{ m/s}^2$;

γ – ciężar właściwy powietrza, $11,26 \text{ N/m}^3$ ($1,25 \text{ kG/m}^3$);

V – prędkość powietrza, m/s .

Pozostałe oznaczenia wg wzorów (5.4), (5.5), (5.6), (5.7), (5.8). W praktyce wyliczoną wartość h_w powiększa się o 10% .

Dla uzyskania dokładniejszego doboru parametrów wentylatora należy posłużyć się graficznymi charakterystykami wentylatora i lutniociągu. Punkty przecięcia krzywych charakteryzujących opory lutniociągu o równych średnicach i tej samej długości z krzywymi charakterystyki wentylatora określają odnośne parametry, tj. napór h_w ($\text{mm H}_2\text{O}$) i wydajność V_w (m^3/s).

Moc wentylatora określa się wg wzoru:

$$N_w = 1,05 \frac{h_w \cdot V_w}{102 \cdot \eta_w}, \quad (5.13)$$

gdzie:

η_w – oznacza współczynnik wykorzystania (dla małych wentylatorów o wydajności $300 \text{ m}^3/\text{min}$ wynosi on $0,4$, dla dużych wentylatorów powyżej $300 \text{ m}^3/\text{min}$ – $0,7$).

Pozostałe oznaczenia jak we wzorach (5.11) i (5.12).

Przewietrzanie komór przelewowych

Komory przelewowe (wloty podszybi) traktuje się jako wyrobiska ślepe. Jeśli w szybie nie ma metanu, to przewietrza się je przez dyfuzję. W przypadku występo-

wania metanu stosuje się wentylację odrębną, wentylatorami umieszczonymi w komorze lub na powierzchni.

Ilość powietrza potrzebnego do przewietrzania komory Q_k ze względu na zawartość metanu określa się wg wzoru:

$$Q_k = \frac{100 + Q_m}{K_{CH_4}}, \quad (5.14)$$

gdzie:

Q_m – ilość wydzielającego się metanu, m^3/min ,

K_{CH_4} – dopuszczalna zawartość metanu w powietrzu, %.

Ilość powietrza potrzebnego do przewietrzania komory ze względu na wydzielanie się ciepła można obliczyć wg wzoru:

$$Q_p = \frac{q_{sil} + q_{tr}}{1,34 (18,6 - q_p)}, \quad (5.15)$$

gdzie:

q_{sil} – ciepło wydzielane przez silnik, J/min (cal/min),

q_{tr} – ciepło wydzielone przez transformator, J/min (cal/min),

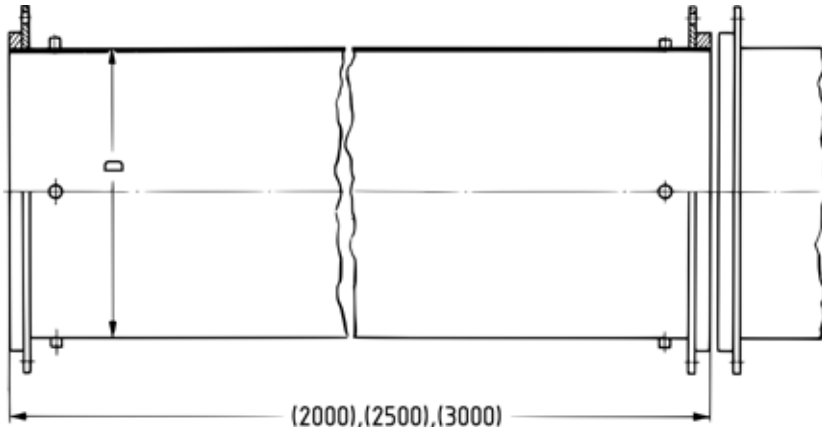
q_p – ciepło 1 kg powietrza o znanej temperaturze, J ($kcal$).

Lutnie

Szyb przewietrza się za pomocą zespołu złożonego z lutni i wentylatora. Lutnie wentylacyjne są to rury o średnicy 300, 400, 500, 600, 700, 800, 1000 i 1200 mm wykonane najczęściej z blachy grubości 2 lub 3 mm. Stosuje się również lutnie elastyczne o średnicy 800 i 1000 mm wykonane z brezentu. Długość poszczególnych odcinków tych lutni wynosi do 20 m.

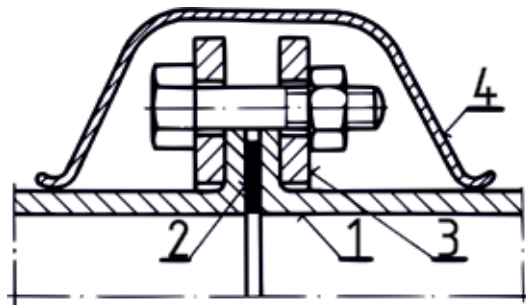
Obecnie w budownictwie szybowym są lutnie blaszane dwojakiego rodzaju: kołnierzowe oraz bez kołnierzy o konstrukcji spiralnej, tzw. Spiro.

Lutnie kołnierzowe mają na obu końcach zgrubienia, utrzymujące luźne kołnierze z otworami na śruby, którymi łączy się poszczególne lutnie między sobą (Rys. 5.18)



Rys. 5.18. Lutnia kołnierzowa szybowa.

Dla zabezpieczenia przed agresywnym działaniem wód szybowych lutnie cynkuje się od zewnątrz i od środka lub też powleka się lakierami. Długość poszczególnych lutni wynosi 2 lub 3 m. Lutnie łączy się śrubami $M12 \times 6$ od 6 do 10 sztuk. Przestrzeń pomiędzy pierścieniami łączącymi wypełnia się pastą miniową lub zaprawą gliko-cementową. Niekiedy całość obwija się jeszcze bandażem z juty lub gumy (Rys. 5.19).



Rys. 5.19. Uszczelnienie połączenia lutni kołnierzowych przy użyciu bandaża. 1 – końcówka lutni, 2 – uszczelka, 3 – pierścień dociskowy, 4 – bandaż uszczelniający.

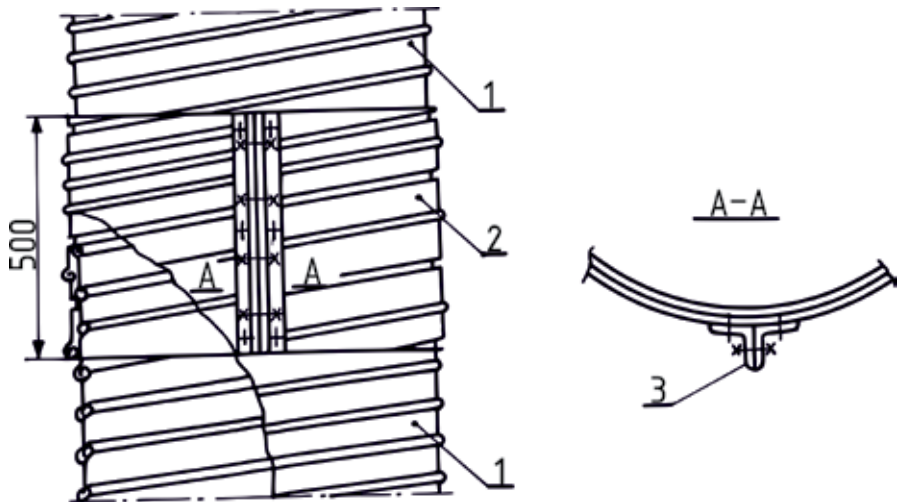
Tabl. 5.15. Jednostkowe opory /1 m/ przewodu wentylacji odrębnej.

Rodzaj przewodu wentylacyjnego		Średnica przewodu wentylacyjnego D, m	Opór jednostkowy przewodu wentylacyjnego r, N · S ² /m ⁹
Lutniociągi	Metalowe	0,4	2,110
		0,5	0,540
		0,6	0,196
		0,8	0,049
		1,0	0,0147
	Spiro	0,8	0,068
		1,0	0,020
Otwory wielkośrednicowe	Elastyczne	0,4	1,765
		0,5	0,441
		0,6	0,147
		0,8	0,039
	Niezarurowane	0,3	15,818
		0,4	2,991
		0,6	0,376
		0,8	0,082
		1,0	0,026
	Zarurowane	0,6	0,177
		0,8	0,041
		1,0	0,0118
		1,2	0,0049
		1,8	0,0006

Charakterystykę techniczną lutni kołnierzowych podano w Tabl. 5.15. Dane techniczne lutni kołnierzowych o średnicy 400 do 600 mm zawarte są w normie PN-73/G-43021, a średnicy 700 do 1000 mm w normie PN-67/G-43022.

Obecnie lutnie gładkie kołnierzowe są zastępowane lutniami o konstrukcji spiralnej, wykonywanymi z taśmy metalowej, tzw. lutnie spiro. Są one wygodniejsze w użyciu od lutni kołnierzowych. Mogą one mieć dowolne długości. Ze względów praktycznych stosuje się najczęściej odcinki sześciometrowej długości. Lutnie te łączy się między sobą za pomocą krótkiego odcinka (50 cm) lutni spiro nakładanego na dwa sąsiednie i ściągane śrubami po uprzednim założeniu na łączenie taśmy izolacyjnej Denso (Rys. 5.20)

Wadą tego rodzaju lutni są znaczne opory aerodynamiczne w porównaniu z lutniami gładkimi.



Rys. 5.20. Uszczelnienie połączenia lutni typu Spiro.
1 – lutnie, 2 – złączka z lutni Spiro, 3 – kątownik.

Charakterystykę lutni spiro przedstawiono w Tabl. 5.16.

Tabl. 5.16. Charakterystyka lutni kołnierzowych i lutni Spiro

Lutnie kołnierzowe						
Wyszczególnienie	Typ lutni					
Średnica wewnętrzna, mm	400	500	600	700	800	1000
Długość, mm	2000	2000	2000	2500	2500	2500
Średnica zewnętrzna kołnierza, mm	505	605	720	815	915	1115
Grubość blachy, mm	1,5	1,5	1,5; 2,0	1,8	2,0	2,0
Liczba i rodzaj śrub, mm	8-M12 × 100	8-M12 × 100	10-M12 × 100	12-M12 × 100	12-M12 × 100	6-M12 × 100
Masa, kg/szt	47	59	83	115	140	177

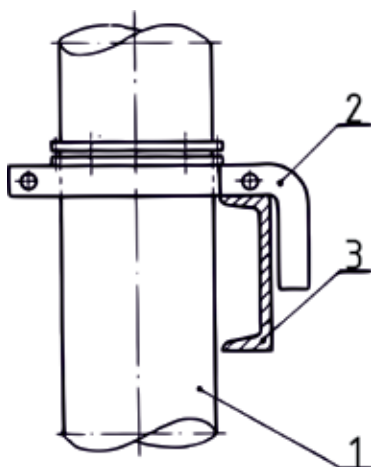
Lutnie Spiro				
Średnica mm	Grubość blachy Mm	Długość lutni ¹⁾ mm	Sposób łączenia	Uszczelnienie
630	0,7	6000	mufa łącząca lutnie na styk	mufa i taśma Denso
800	0,9	6000		
1000	1,0	6000		
1200	1,1	6000		

¹⁾ długość lutni może być dowolna

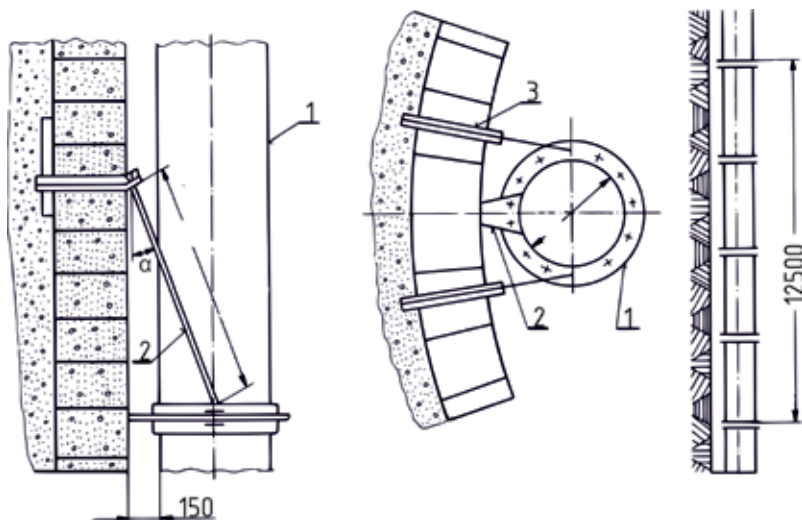
Charakterystykę techniczną wentylatorów lutniowych i stacjonarnych stosowanych w polskim budownictwie szybowym podano w Tabl. 5.17.

Tabl. 5.17

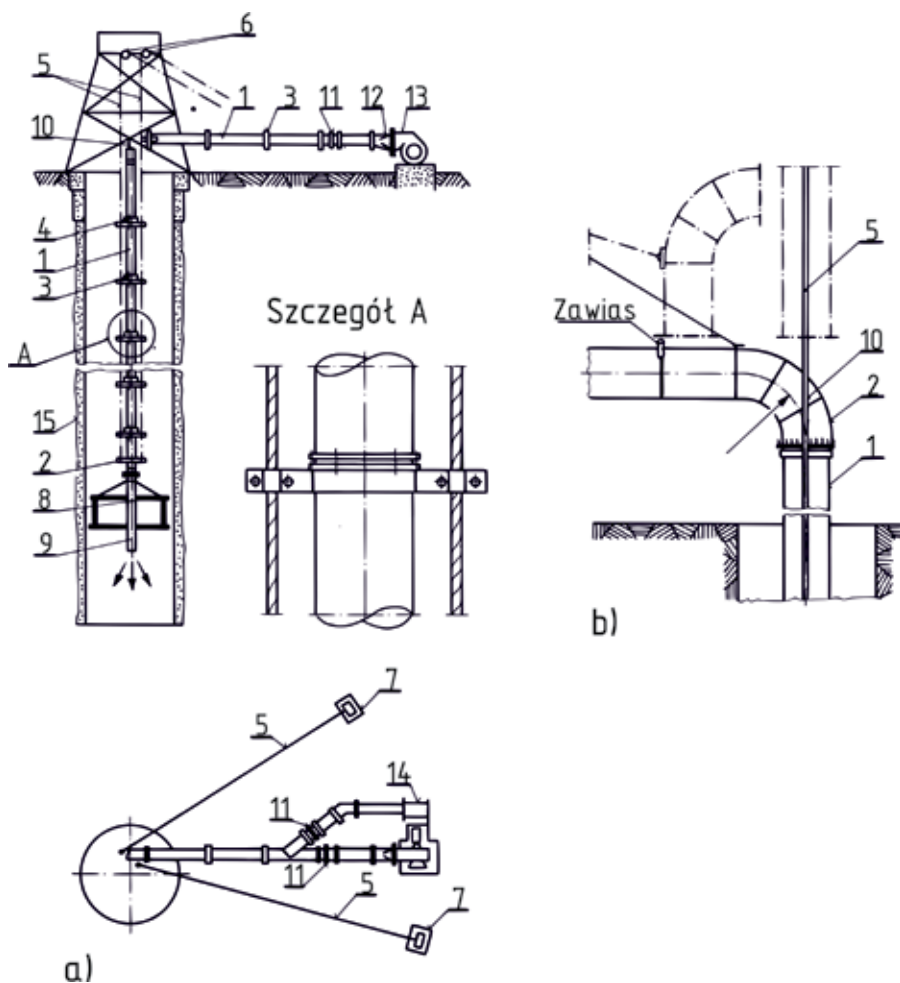
Lutnie wentylacyjne mogą być przymocowane w szybie do obudowy szybu (Rys. 5.21), zbrojenia szybowego (Rys. 5.22) lub też zawieszane na linach (Rys. 5.23).



Rys. 5.21. Przymocowanie lutni do obudowy przy użyciu cięgieł i kotwi.
1 – lutnia, 2 – cięgła, 3 – umocowanie kotwi.



Rys. 5.22. Zawieszenie lutni na belkach zbrojenia.
1 – lutnia, 2 – uchwyt, 3 – dźwigar szybowy.



Rys. 5.23. Zawieszenie lutni na linach. a – sposób zawieszenia, b – sposób przedłużenia: 1 – lutniociąg, 2 – końcówka zawieszenia lutniociagu, 3 – kołnierz lutni, 4 – obejmę zawieszenia, 5 – liny, 6 – koła kierunkowe, 7 – kołowrót, 8 – lutnia elastyczna, 9 – odcinek metalowy na końcu lutni, 10 – kolano odchylne, 11 – przesłony wentylacyjne, 12 – dysza wentylatora, 13, 14 – wentylatory, 15 – obudowa szybu.

Ze względu na stosowane obecnie technologie głębinia szybu lutnie mocuje się najczęściej do obudowy za pomocą objemek i cięgier przykotwionych do obudowy (Rys. 5.21).

W przypadku podwieszania lutniociagu zawiesza się go na dwóch linach stalowych o średnicy 30 do 36 mm przymocowując poszczególne lutnie do lin objem-

kami (Rys. 5.23). Średnicę liny dobiera się tak, aby 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, rozłączając lutniociąg na połączeniach z kolanem i dopinając kolejno lutnie. Liny, w miarę dopinania lutni i mocowania ich do lin przewodniczych, odwija się stopniowo, opuszczając lutniociąg w dół.

Przedłużenie lutniociągu zawieszonego na belkach zbrojenia lub zamocowanego do obudowy wykonuje się, podpinając lutnie do dolnego końca lutniociągu. Prace te wykonuje się z pomostu wiszącego lub rzadziej z kubła.

Zazwyczaj lutnie metalowe kończą się nad pomostem. Do dolnego końca tych lutni podwiesza się lutnie brezentowe sięgające do przepisowej odległości od przodku.

Według przepisów odległość lutniociągu od przodku przy wentylacji tłoczącej i kombinowanej powinna wynosić:

$$s_1 < 4\sqrt{F}\sqrt{F},$$

gdzie:

s_1 – odległość końca lutni od przodku, m,

F – powierzchnia poprzecznego przekroju szybu w wyłomie, m^2 .

Przy wentylacji ssącej odległość ta powinna wynosić:

$$l_1 < 2\sqrt{S}\sqrt{S}.$$

Średnica lutni powinna być tak dobierana, aby prędkość powietrza w szybie wynosiła:

– w polach niemietanowych i niezagrożonych wyrzutami gazów i skał – co najmniej 0,10 m/s,

– w polach II, III i IV kategorii zagrożenia metanowego lub II, III i IV kategorii zagrożenia wyrzutami gazów i skał – co najmniej 0,15 m/s.

Dolny koniec lutniociągu powinien zawsze sięgać poniżej pomostu wiszącego znajdującego się w szybie.

Jeżeli szyb głębiany jest z powierzchni w warunkach zagrożenia metanowego, to lutniociąg powinien być wyprowadzony co najmniej 3 m ponad poziom terenu, a w przypadku, gdy wentylator znajduje się w budynku – co najmniej 0,5 m ponad jego dach.

Przy każdym szybie i szybiku głębianym w warunkach zagrożenia metanowego, oprócz wentylatora czynnego, powinien znajdować się wentylator rezerwowy o tych samych parametrach co wentylator czynny. Wentylator rezerwowy powinien być zdolny do uruchomienia w ciągu najwyżej 10 minut.

Pomosty w głębianych szybach powinny być tak wykonane, aby zapewniły swobodny przepływ powietrza i uniemożliwiały nagromadzenia się metanu pod tymi pomostami. Dotyczy to również przypadków zamknięcia klap w pomostach.

W szybach głębianych z powierzchni w warunkach II, III i IV kategorii zagrożenia metanowego należy:

- w pomoście roboczym za zrębie szybu wykonać kominy wentylacyjne o wysokości co najmniej 10 m ponad poziom terenu i o łącznym przekroju większym o 50% od powierzchni przekroju poprzecznego lutni wentylacyjnych, którymi przewietrzany jest szyb, przy czym kominy te powinny sięgać co najmniej 2 m ponad pomost wysypowy;

- wyposażyć wszystkie kanały mające połączenie z szybem (np. lin napinających, kabli, rur) w odpowiednie odpowietrzniki kominowe, wyprowadzone do atmosfery na wysokość nie mniejszą niż 2,5 m od powierzchni terenu;

- wyposażyć w odpowietrzniki kominowe zadaszone pomieszczenia mające połączenie z rurą szybową (np. przez wieżę szybową, kanały lub budynek wentylatora);

- wylot wysypu dla urobku odgrodzić od rury szybowej szczelną ścianką o wysokości co najmniej 2,5 m i szerokości równej średnicy szybu w przypadku, gdy wysyp szybowy znajduje się w pomieszczeniu wieży szybowej.

W warunkach zagrożenia metanowego powinny być stosowane rygorystycznie zarówno postanowienia przepisów górniczych, jak i dodatkowe ustalenia przyjęte w technologii głębenia szybu.

W projekcie technicznym i technologicznym głębenia szybu należy wykazać na podstawie posiadanego rozeznania geologicznego horyzonty gazonośne w celu wcześniejszego przygotowania się do wypływu gazu.

W czasie prowadzenia wyrobiska w skałach wydzielających metan należy w miarę możliwości prowadzić obudowę ostateczną bezpośrednio za wyłomem, aby uniknąć zwiększonego wypływu gazu.

Przy prowadzeniu bezpośrednio z szybu wyrobisk poziomych należy stosować taki rozkład otworów strzałowych, aby nie powodować powstawania wyrw i dzwoń w stropie, w których może się gromadzić metan. W przypadku konieczności wykonania wyrobiska poziomego z szybu o odległości do 4 m (od ściany szybu), strop wyrobiska (komory pomp, wloty do podszybia) powinien być wykonywany na całej długości ze wzniosem wynoszącym co najmniej 15° w kierunku szybu. Wówczas nie jest wymagane oddzielne przewietrzanie tego wyrobiska.

W przypadku konieczności wykonania wyrobiska poziomego z szybu o długości przekraczającej 4 m, należy w nim zabudować lutniociąg i uruchomić wentylację ssącą do szybu, zapewniającą przepływ powietrza przez poziome wyrobiska. Koniec wylotowy lutniociągu powinien być skierowany w górę szybu.

Kontrolę składu powietrza w głębnym szybie należy wykonywać stosownie do oczekiwanego zagrożenia przez:

- okresowe pobieranie próbek powietrza i analityczne badanie jego składu,
- doraźne badanie wskaźnikami lub odpowiednimi przyrządami.

Benzynowe lampy wskaźnikowe mogą być stosowane tylko dla kontroli zawartości tlenu i dwutlenku węgla w powietrzu.

W czasie całodobowego prowadzenia robót w szybie kontrola zawartości metanu powinna być następująca:

Przodowy danej zmiany przyrządem pomiarowym (metanomierzem) powinien zbadać zawartość metanu bezpośrednio po zjeździe pod najniższym pomostem nad dnem szybu oraz w miejscu pracy (przodku głębnego szybu). Ten ostatni pomiar

należy powtarzać do dwie godziny. Pomiar ten powinien być również wykonany przez rozpoczęciem nabijania ładunków materiału wybuchowego w otworach strzałowych.

Przed podłączeniem zapalarki do linii strzałowej powinna być skontrolowana zawartość metanu w strefie (w odległości) 5 m od stanowiska strzałowego, jeżeli odpalanie wykonuje się z poziomu kopalnianego.

Wynik pomiaru powinien być wpisany do dziennika strzałowego. Podobne kontrolne pomiary powinien wykonywać dozór zmianowy – z tym, że wyniki pomiaru powinien wpisywać na tablicy kontrolnej na nadszybiu oraz do dziennej książki raportowej.

Z chwilą przerwania (z jakichkolwiek przyczyn) wentylacji w szybie lub nagłego wzrostu wydzielania się metanu 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, gdy osoba dozoru stwierdzi, że nagromadzenie metanu w przodku nie przekracza 2%. Przebywanie ludzi w przodku przy nagromadzeniu metanu powyżej 2% i przerwaniu wentylacji dozwolone jest jedynie dla usunięcia przerwy w wentylacji lub jej uintensywnienia, przy czym czynności te muszą być wykonywane pod bezpośrednim kierownictwem osoby dozoru.

W przypadku zatopienia 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 minut. 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 minut w szybach metanowych należy wyciągnąć natychmiast na powierzchnię załogę dołową, a gdy to jest niemożliwe, ewakuować ją drabinami na pomost wiszący. Przy wyciągach dwukubłowych można wyciągnąć załogę metodą tzw. przeciwwagi, polegającą na wyciąganiu ciężaru z szybu (w tym przypadku ludzi), posługując się dla obciążenia drugiej liny kubłem wypełnionym urobkiem. Jazdę można powtarzać kilkakrotnie,

wyładowując na dole urobek z kubła lub odpinając i zapinając nowy kubel ładowny (załadowany np. urobkiem). W przypadku, gdy istnieje możliwość podawania na dół powietrza sprężonego, załoga na dole może z niego korzystać, odkręcając stosowne zawory przewodu powietrza sprężonego.

Po stwierdzeniu zaniku prądu należy odłączyć spod napięcia wszystkie urządzenia elektryczne tak na dole, jak i na powierzchni. Pomiary zawartości metanu należy wykonywać na zrębie szybu przy otwartych klapach szybowych.

W przypadku przerw w robotach szybowych w szybach gazowych i nieobecności w nich ludzi kontrolę szybów ze względu na możliwość wystąpienia gazów należy wykonywać następująco:

Przed zejściem do szybu na początku zmiany upoważniony przodowy w obecności dozoru powinien zbadać metanomierzem zawartość metanu na poziomie klap pomostu roboczego, na zrębie szybu, a następnie w przedziale kubłowym w pomoci bezpieczeństwa pod zrębem szybu. Po stwierdzeniu nieobecności metanu (lub też w ilości poniżej 1%) dozór wraz z przodowym zjeżdżają w kubie z prędkością do 1,0 m/s, przy sygnale rewizyjnym.

W czasie jazdy w dół pomiar zawartości metanu należy dokonywać pod każdym pomostem na szybie oraz we wlotach i komorach przelewowych, gdzie nie ma wentylacji obiegowej. Po stwierdzeniu, że zawartość metanu nie przekracza 1%, można rozpocząć w szybie normalną pracę. W przypadku stwierdzenia zawartości metanu powyżej 2% dozór daje polecenie wyjazdu kubłem na powierzchnię. W obu przypadkach dozór powinien pobrać próbki powietrza do przeprowadzenia analizy chemicznej.

Po stwierdzeniu na zrębie 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 strefą niebezpieczną i przeprowadzić kontrolę działania urządzeń wentylacyjnych.

Przez wzmocnienie 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 dokonuje ponownego zjazdu, badając zawartość metanu w podany poprzednio sposób.

W przypadku niestwierdzenia obecności metanu w ilości powyżej 2% kontynuują zjazd przeprowadzając badania aż do dna szybu, gdy szyb nie jest zatopiony; jeżeli szyb jest przytopiony, to badają zawartość metanu nad lustrem wody.

W przypadku zainstalowania w szybie metanometrii automatycznej należy postępować zgodnie ze stosowaną instrukcją, z tym że przy zjeździe do szybu i w czasie pracy w szybie należy prowadzić badania zawartości metanu w podany już sposób.

W przypadku, gdy w głębinym szybie istnieje zagrożenie występowania takich gazów jak CO, CO₂ lub SO₄, należy posługiwać się w czasie pracy w szybie odpowiednimi wykrywaczami (indykatorami) oraz wykonywać okresowe analizy składu powietrza. W zależności od stopnia zagrożenia powinno się odpowiednio postępować zwalczając nadmierne ilości wydzielających gazów, np. drogą iniekcji odpowiednich substancji. Załoga powinna być również wyposażona w odpowiednie aparaty ucieczkowe oraz należy ustalić odpowiedni tryb alarmowania i ewakuacji.

5.6. Urządzenia, sposoby i organizacja odwadniania szybów w czasie głębinienia

W czasie głębinienia szybu przebijane są warstwy skalne o różnych warunkach hydrogeologicznych. Głębinienie szybu bez dopływu wody jest zjawiskiem stosunkowo rzadkim. Zachodzi ono w przypadku przebijania utworów o dużej miąższości skał wodonieprzepuszczalnych i niewodonośnych oraz w przypadku dokonanego odwodnienia skał wodonośnych i wodoprzepuszczalnych w trakcie górniczych robót podziemnych lub odciążenia wód otworami wiertniczymi.

Za szyby o nieznacznym przypiływie wody uważa się te szyby, w których dla wydawania wody na powierzchnię nie zachodzi konieczność stosowania specjalnych urządzeń odwadniających. W tym przypadku wodę na powierzchnię wydobywa się kublami przy wybieraniu urobku. Granica stosowalności tego sposobu odwadniania związana jest w pierwszym rzędzie z wydajnością urządzenia wyciągowego. Praktycznie nie opłaca się zwalczać dopływu wody do szybu w ilości ponad 50 dm³/min przez wydobywanie jej urządzeniem kubłowym.

Woda występująca w przodku szybowym jest jednym z głównych czynników hamujących postęp głębienia szybu. Duży dopływ wody wpływa ujemnie na pracę górników i ich zdrowie; manipulacje z pompami zajmują sporo czasu, wiercenie otworów strzałowych i ich odpalanie jest utrudnione, a jakość obudowy ulega pogorszeniu.

Przerwy w normalnej pracy urządzeń odwadniających psują ustalony cykl robót. Z tych też względów prawidłowe zorganizowanie odwadniania ma duże znaczenie dla postępu głębienia.

Trudności, jakie nasuwa nawet nieznaczny przyływ $50 \text{ dm}^3/\text{min}$ wody do szybu o średnicy 8,0 m w wyłomie, ilustruje poniższy przykład. Całkowity dopływ wody do szybu w ciągu jednej doby (24 h) wynosi 73 m^3 , czyli ponad 73 t. Całkowita masa urobionej skały z 1 m postępu wynosi ok. 50 m^3 , tj. ok. 120 t. Z tego wynika, że niewielki przyływ wody do szybu $50 \text{ dm}^3/\text{min}$ daje w efekcie masę równą $\frac{2}{3}$ masy skały urobionej z 1 m postępu przodku. Przy mniejszej średnicy szybu stosunek ten jest jeszcze bardziej niekorzystny.

Znaczna liczba głębionych w Polsce szybów ma większe dopływy wody aniżeli $50 \text{ dm}^3/\text{min}$. Wraz ze wzrostem dopływu wody oraz głębokości szybu rosną trudności z odwadnianiem. Uważa się, że dopływ wody do przodku szybowego w ilości $500 \text{ dm}^3/\text{min}$ jest granicą stosowania.

Zbiornik ten nosi wtedy nazwę komory wodnej lub przelewowej. Komorę wodną wykorzystuje się do umieszczania pomp stacjonarnych, powiększając odpowiednie jej wymiary.

Wodę z przodku szybowego usuwa się (zależnie od wielkości dopływu i głębokości szybu) różnymi sposobami:

- w naczyniach wydobywczych (kubłach),
- pompami przodkowymi,
- pompami przodkowymi i stacjonarnymi,
- pompami wiszącymi (głębinowymi),
- pompami inżektorowymi (wodnymi lub powietrznymi),
- otworami wiertniczymi.

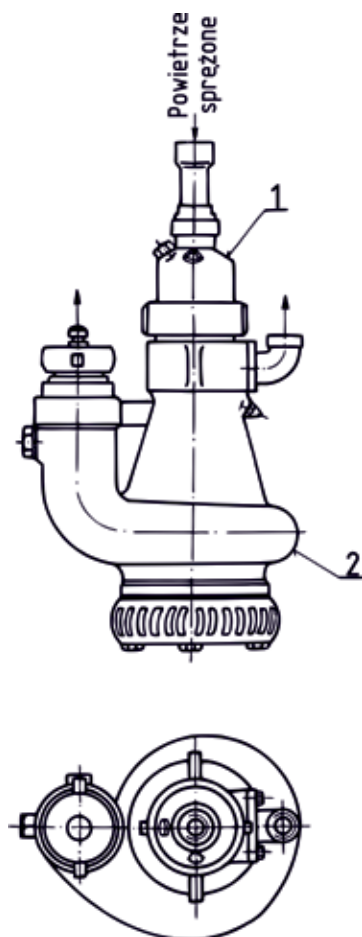
5.6.1. Odwadnianie kublami

Jest to najprostszy sposób odwadniania. Stosować go można w czasie głębenia lub do odwadniania zatopionych szybów. W czasie głębenia wodę, pochodzącą z siępania, pobiera się wraz z urobkiem chwytakiem ładowarki i wyciąga razem z urobkiem. Przy większej ilości wody niedającej się załadować razem z urobkiem, kubły urobkowe napelnia się wodą za pomocą lekkich przenośnych pomp. Przykładem takiej pompy jest pompa typu PW-50.

Charakterystyka tego rodzaju pomp jest następująca:

- wydajność, m³/min..... 0,15–0,5
- maksymalna wysokość podnoszenia, m 18
- ciśnienie robocze powietrza sprężonego, MPa 0,4–0,5
- masa pompy, kg 19,0–20,0

Pompa typu PW 50 składa się z silnika pneumatycznego tłokowo-obrotowego (górną część pompy) oraz pionowej pompy odśrodkowej stanowiącej dolną część zespołu (Rys.5.27). Aby uniknąć zbytniego wzrostu liczby obrotów pompy w przypadku pracy pompy bez wody, zespół wyposażony jest w samoczynny regulator obrotów. Do pompowania wody silnie zanieczyszczonej należy wyposażyć pompę w dodatkowy kosz ssawny.



Rys. 5.27. Pompa wodna typu PW-50. 1 – silnik powietrzny, 2 – pompa odśrodkowa.

Do tego celu stosuje się również pompy przodkowe z napędem elektrycznym, np. pompę szlamową produkcji szwedzkiej firmy Flygt. Odwadnianie kubłami stosowane bywa również do odwadniania szybów zatopionych w przypadku, gdy do szybu nie ma dodatkowego przyływu wody lub gdy jest on minimalny, a instalowanie pomp byłoby długotrwałe i nieekonomiczne, 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 (napełnianie), a zamykający się pod naciskiem wody znajdującej się w kubie. Otwieranie się zaworu w celu opróżnienia kubła następuje przez

oparcie zewnętrznej stopki zaworu o dno skrzyni wylewowej na powierzchni. Tego rodzaju kubły skracają czas napełniania do 10 s, a opróżnienie kubła o pojemności 1,5 m³ do 20 s.

Uwzględniając przytoczone dane, w Tabl. 5.18 podano efekty odwadniania dla szybu o głębokości 150 m, przy czym przyjęto, że czas napełniania kubła wynosi 10 s, a czas opróżniania – 20 s.

Tabl. 5.18 Dane dotyczące odwadniania szybu kublami

Wydajność dm³/min	Średnia prędkość maszyny wyciągowej						Pojemność kublów
	m/s						m³
	2	4	6	8	10	14	
	285	445	545	610	665	970	0,5
	422	667	817	915	997	1455	0,75
570	890	1090	1230	1330	1940	1,0	
855	1335	1635	1830	1995	2910	1,5	
1140	1780	2180	2440	2660	3880	2,0	

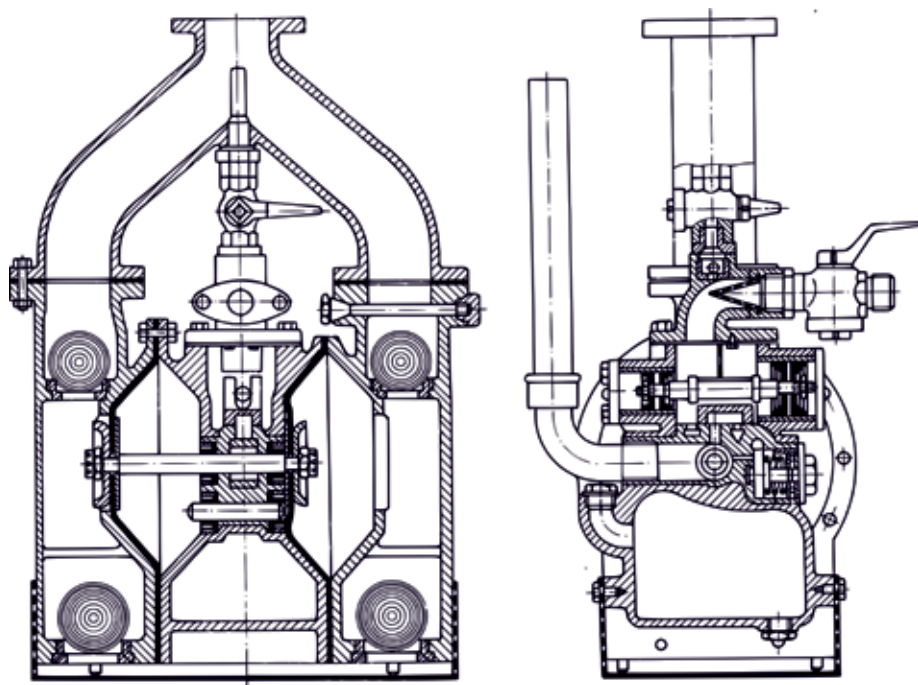
5.6.2. Odwadnianie pompami przodkowymi

Szyby można odwadniać pompami przodkowymi z napędem pneumatycznym lub elektrycznym.

W przypadku stosowania pomp z napędem pneumatycznym głębokość odwadniania nie może przekraczać 50 m, gdyż stosowane pompy przeponowe typu OP-80 (system Pleiger) działają sprawnie przy wysokości podnoszenia nieprzekraczającej 50 m.

Pompy przodkowe typu przeponowego (Rys. 5.28) mają następującą charakterystykę:

- wydajność, m³/min..... 0,3–0,4
- maksymalna wysokość podnoszenia, m 45
- ciśnienie robocze powietrza sprężonego, MPa..... 0,5
- masa pompy, kg ok. 30



Rys. 5.28. Pompa przodkowa przeponowa typu OP-80.

Przy tego rodzaju pompach istnieje możliwość zwiększenia wysokości tłoczenia przez dodanie rurociągów tłoczonych iniektorów powietrznych. Odbywa się to jednak kosztem znacznie większego zużycia powietrza sprężonego. Efekty, jakie mogą być uzyskane przy tego rodzaju odwodnieniu, podano w Tabl. 5.19.

Tabl. 5.19. Wysokość tłoczenia pompy typu OP-80 w zależności od iniektora.

Wysokość tłoczenia	Wydajność	Zużycie powietrza sprężonego	Ciśnienie powietrza sprężonego
m	dm ³ /min	m ³ /min	MPa
30	370	1,8 bez	0,5
45	350	2,4 iniektora	0,5
30	310	3,8	0,5
120	280	4,7 i iniektorem	0,5
150	250	4,8	0,5

Dla pomp przeponowych typu OP-80 należy stosować rurociągi o średnicy 80 mm. Równoległa praca obu pomp na jednym rurociągu nie jest zalecana. Wąż zasilający pompę w powietrze sprężone powinien mieć średnicę przynajmniej 26 mm, kurek główny – 5/4”, kurek dodatkowego powietrza – 3/4”.

W światowej praktyce budownictwa szybowego dużym powodzeniem cieszą się pompy przodkowe z napędem elektrycznym produkcji szwedzkiej firmy Flygt. Pompy te o niewielkich wymiarach, przystosowane do pompowania brudnej wody, produkowane są o różnych parametrach (tak ze względu na wydatek, jak i wysokość podnoszenia).

Wypozażone w silnik ognioszczelny mogą być również stosowane w szybach z zagrożeniem metanowym. Charakterystykę pomp podano w Tabl. 5.20.

Tabl. 5.20. Charakterystyka techniczna pomp przodkowych firmy Flygt (Szwecja).

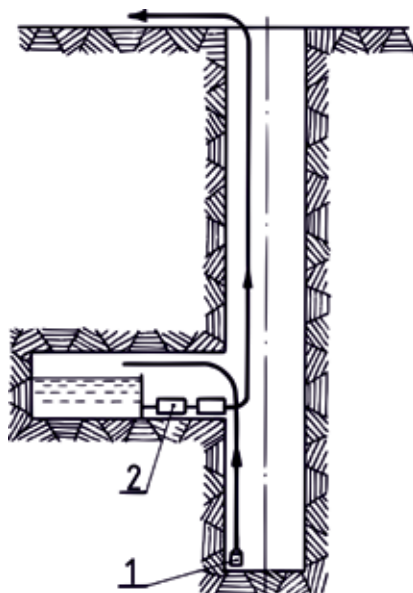
Wyszczególnienie	Typ pompy					
	B-2400	B-2151	B-2125	B-2201	B-2201Ex BS-2201430 Ex-ognioszczelne	B-2102
Wydajność m ³ /h	160	36–144	10–40	36–144	36–144	10–36
Wysokość podnoszenia, m	120	75–30	75–20	90–40	90–40	40–20
Moc, kW	50	20	11	37	37	5,2
Napięcie, V	380	220	220	220	220	200
	500	380	380	380	380	380
		500	500	500	500	500
Obroty/min	2970	2900	2900	2900	2900	
Masa pompy, kg	900	165	150	240	240	

5.6.3. Odwadnianie pompami przodkowymi i stacjonarnymi

Ten system odwadniania jest najczęściej stosowany w budownictwie szybowym w Polsce. Stosuje się go wtedy, gdy wysokość podnoszenia wody przekracza 50 m. Do odwodnienia mogą być stosowane następujące układy:

– pompy przeponowe typu OP w przodku podają wodę do pomp stacjonarnych zabudowanych w szybie na pomostach lub w komorach przelewowych,

– pompy przodkowe zatapialne firmy Flygt podają wodę z przodku do następnych pomp Flygt zabudowanych na pomostach lub też do pomp stacjonarnych zabudowanych na pomostach lub w komorach przelewowych.



Rys. 5.29. Schemat odwadniania szybu pompami przodkowymi i stacjonarnymi.
1 – pompa przodkowa, 2 – pompa stacjonarna.

Schemat tego rodzaju odwadniania przedstawiono na Rys. 5.29. Odległość komór przelewowych uzależniona jest w pierwszej kolejności od wysokości podawania zastosowanych pomp przodkowych z dna szybu do najbliższej komory oraz od charakterystyki stosowanych pomp stacjonarnych. Wymagania techniczne dotyczące komór przelewowych zawarte są w normie BN-83/0414-16.

W zależności od rozeznania hydrogeologicznego, przy odwadnianiu szybów przekraczających głębokość 200 m należy sporządzić projekt technologiczny odwadniania ustalający zarówno typy pomp, jak i średnice rurociągów.

Obliczanie systemu odwadniania szybu

Wydatność pompy Q_{p1} oblicza się stosownie do spodziewanego przepływu wody z przewodniej warstwy:

$$Q_{p1} = \frac{c}{m_p} \cdot q = (1,5 - 1,6) q, \quad (5.16)$$

gdzie:

c – współczynnik nierównomierności przepływu równy 1,3 do 1,5,

m_p – współczynnik wykorzystania pomp równy 0,8 do 0,85,

q – przepływ wody z przewodniej warstwy.

Wydajność pomp Q_{p2} z uwzględnieniem czasu potrzebnego na pokonanie przepływu wody po odstrzeleniu ładunków materiału wybuchowego w przodku oblicza się wg wzoru:

$$Q_{p2} = \frac{f_z \cdot q \cdot (t^4 + t^2 + t^5) - V_u}{t^5}, \quad (5.17)$$

gdzie:

t_1 – czas potrzebny na pociąganie pompy i strzelanie; przyjmuje się $t_1 = 0,3$ do 0,5 h;

t_2 – czas potrzebny na przewietrzanie szybu po strzelaniu; przyjmuje się $t_2 = 0,5$ do 1 h;

t_3 – czas potrzebny na odpompowanie wody spływającej po ociosach; przyjmuje się $t_3 = 0,3-0,5$ h;

f_z – powierzchnia odsłoniętej zabierki, m^2 ;

V_u – objętość wody w pustkach urobku:

$$V_u = V_p \cdot F \cdot m_o \cdot l_o$$

przy czym:

V_p – objętość pustek w 1 m^3 urobku, m^3 ,

F – powierzchnia przekroju szybu, m^2 ,

m_o – współczynnik wykorzystania otworów,

l_o – głębokość otworów strzałowych, m.

Jeżeli obrywkę skał wykonuje się przed włączeniem pomp, należy dodać jeszcze czas 0,1 do 0,5h. Z dwóch obliczonych wartości Q_{p1} i Q_{p2} wybiera się większą.

Moc silnika elektrycznego pomp oblicza się wg wzoru

$$N = \frac{Q_p \cdot H_m \cdot \alpha}{3600 \cdot 102 \cdot \eta}, \quad (5.18)$$

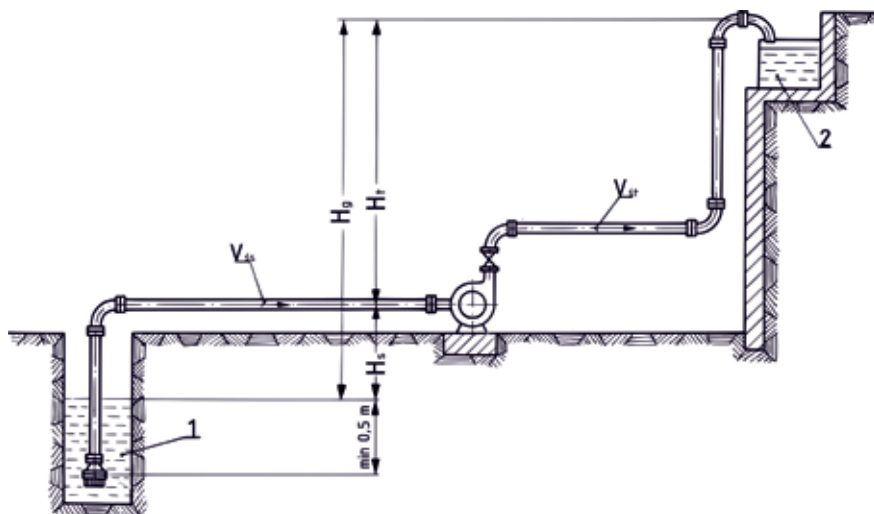
gdzie:

Q_p – wydajność pompy, m^3/h ,

η – sprawność pompy 0,87 do 0,95, %,

α – ciężar właściwy wody, N/m^3 ,

H_m – wysokość manometryczna podnoszenia wody (Rys. 5.30),



Rys. 5.30. Szkic do obliczenia manometrycznej wysokości podnoszenia wody przez pompę. 1 – zbiornik z którego pompa czerpie wodę, 2 – zbiornik do którego pompa podaje wodę.

przy czym:

$$H_m = H_y + r_r + \frac{V_{st}^2 - V_{ss}^2}{2g},$$

$$m \text{ sł. wody} \sim \frac{H_t + H_s}{\eta \alpha}, \quad (5.19)$$

w którym:

H_y – geometryczna wysokość podnoszenia (ciśnienia poziomów zwierciadła wód), m sł. wody,

r_r – opory przepływu dla całego rurociągu, m sł. wody,

V_{ss} – średnia prędkość wody w rurociągu ssawnym, m/s,

V_{st} – średnia prędkość wody w rurociągu tłocznym, m/s,

g – przyspieszenie ziemskie ($g = 9,81$ m/s),

H_t – wysokość tłoczenia, m,

H_s – wysokość ssania, m,

η_z – współczynnik sprawności uwzględniający opór rurociągu i pompy ($\eta_z = 0,87\text{--}0,95$).

Opory przepływu dla rurociągu długości $L_r = 100$ m można obliczyć wg wzoru:

$$r_{r100} = 0,02 + \frac{0,0018}{\sqrt{\tau \cdot d_r}} \cdot \frac{L_r \cdot V_s^2}{2 \cdot 2g} \text{ m sł. wody, (5.20)}$$

gdzie:

r_{r100} – opory przepływu dla rurociągu długości 100 m,

V_s – średnia prędkość wody w rurociągu, m/s,

d_r – średnica wewnętrzna rurociągu, m,

g – przyspieszenie ziemskie.

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 ($v = 2$ m/s) można przyjąć następujące zamienne wartości oporu:

dla kosza ssawnego z zaworem stopowym:

– o średnicy do 100 mm 5 m,

– o średnicy powyżej 100 mm 4 m,

dla zasuwy 4 m,

dla zaworu zwrotnego 4 m,

dla kolana 90° 4 m,

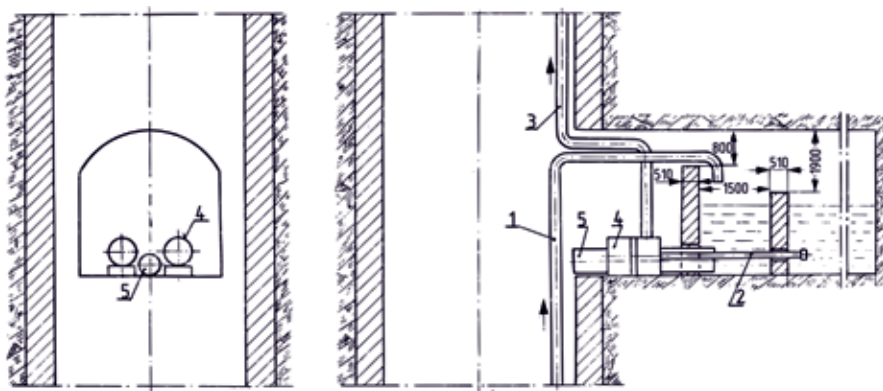
dla kolana 45° 4 m,

- o średnicy do 100 mm 3 m,
 - o średnicy powyżej 100 mm 2 m,
- dla trójkąta:
- o średnicy do 100 mm 5 m,
 - o średnicy powyżej 100 mm 4 m.

Średnicę rurociągu ssawnego należy dobierać z takim wyliczeniem, aby średnia prędkości wody nie przekraczała 2 m/s. Omawiany sposób odwadniania wymaga budowy w przypadku stosowania pomp przodkowych typu OP, stanowiska pomp stacjonarnych na pomoście lub też w komorze przelewowej.

W przypadku stosowania jako pomp przodkowych typu Flygt odległość ta może być większa w zależności od charakterystyki stosowanej pompy. W miarę głębinienia szybu likwiduje się niektóre stanowiska pomp stacjonarnych, instalując w niżej położonych komorach pompy stacjonarne o większej wysokości tłoczenia.

Komorę przelewową dzieli się na dwie zasadnicze części: zbiornik wody i pomieszczenie dla pomp i urządzeń elektrycznych. Zbiornik wody podzielony jest zazwyczaj przegrodami na dwie lub trzy części w celu lepszego osadzania części stałych i wody szybowej oraz umożliwienia oczyszczania komory ze szlamu w czasie pracy pomp. W przedniej ścianie zbiornika znajduje się otwór ϕ 300 do 500 mm z przewodem blaszanym skierowanym do szybu dla uniemożliwienia szybkiego wydobycia szlamu. W drugiej części komory znajduje się pomieszczenie dla dwóch pomp.



Rys. 5.31. Przykład komory przelewowej w układzie podłużnym.

1 – rurociąg doprowadzający wodę do komory, 2 – rurociąg ssący, 3 – rurociąg tłoczący, 4 – pompa, 5 – rurociąg do szlamowania komory.

Według przepisów zainstalowane pompy powinny mieć wydajność o $\frac{1}{3}$ większą w stosunku do spodziewanego przyływu na dno szybu. Układ pomieszczeń w komorze przelewowej może być dwójaki (Rys. 5.31). 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 budować można w skałach słabych. Układ ten ma tę zaletę, że pompy zasilane są wodą ze zbiornika wodnego, przez co unika się oporów ssania.

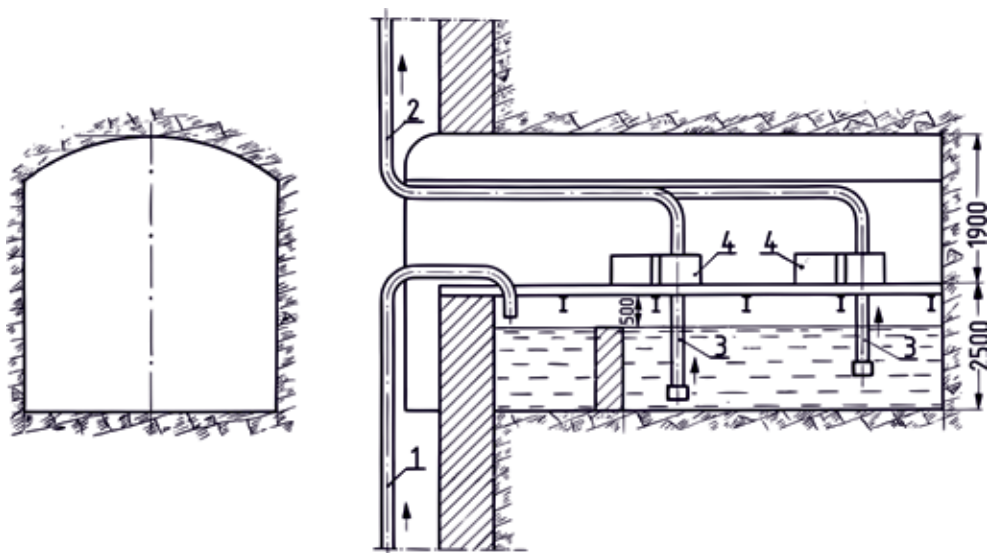
Normalnie przyjmuje się, że czas napełniania zbiornika wodnego powinien wynosić od 20 do 40 min.

Tabl. 5.21. Wymiary komór w układzie podłużnym

Pojemność zbiornika m ³	Przykładowy typ pompy	L ¹⁾	l	R	x	B	H
		m					
10	OS-80, OS-100	8,4	3,0	1,8	1,3	1,5	2,3
20	OS-125	8,0	3,7	2,0	1,2	3,0	2,8
30	OS-150	11,0	4,5	2,5	2,0	3,5	3,0
60	OS-250	16,0	8,5	2,5	2,0	3,5	3,0

¹⁾ oznaczenie na Rys. 5.31

W przypadku bardzo słabych skał wykonuje się w skale jedynie zbiornik wodny, a na pomieszczenie pomp zajmuje się część przekroju szybu. Zasadnicze wymiary tego rodzaju komór przystosowanych do pomp typu OS stosowanych w polskim budownictwie szybowym podano w Tabl. 5.21. Drugi układ pomieszczeń na zbiornik wody i pompy polega na tym, że zbiornik zajmuje całą dolną część komory, pompy zaś umieszcza się nad zbiornikiem na pomostach (Rys. 5.32). Przekrój poprzeczny tego typu komór jest większy od poprzedniego. Komory są jednak krótsze, co ułatwia szlamowanie osadników. Ze względu 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.



Rys. 5.32. Szybowa komora przelewowa w układzie poprzecznym.

1 – rurociąg podający wodę do komory, 2 – rurociąg tłoczący, 3 – rurociąg ssawny pomp w komorze, 4 – pompy.

Zasadnicze wymiary komór w układzie piętrowym stosowanych w polskim budownictwie szybowym podano w Tabl. 5.22.

Tabl. 5.22. Wymiary komór w układzie piętrowym

Pojemność zbiornika m ³	Przykładowy typ pompy	L ¹⁾	l	h	x	B	H	R
		m						
10	OS-80; 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

¹⁾ oznaczenie na Rys. 5.32

Obecnie do odwadniania stosuje się dwa typy pomp produkcji polskiej: typu OW i OS.

Pompy typu OW charakteryzują się dużą wysokością tłoczenia, ale stosunkowo małą wydajnością. Są to pompy z silnikami szybkoobrotowymi (2700 obr/min) oraz do stosunkowo czystej wody. W szybach metanowych stosuje się silniki w wykonaniu ognioszczelnym.

Tabl. 5.23. Charakterystyka pomp stacjonarnych typu OW

Wyszczególnienie	Typ pompy					
	OW-100A/VI	OW-100A/I x	OW-150A/VI	OW-150A/VII	OW-100A/VI	OW-200/I x
Wydajność, m ³ /h	108	108	162	162	300	300
Wysokość tłoczenia, m	396	660	408	540	360	540
Moc, kW	180	300	260	350	420	630

Charakterystykę tego rodzaju pomp podano w Tabl. 5.23. Są one używane w szybach głębokich o mniejszym (poniżej 1,0 m³/min) dopływie wody. Częściej są stosowane pompy typu OS, dostosowane do brudnej wody i mniejszej liczbie obrotów na minutę, o mniejszej wysokości tłoczenia, ale o większej wydajności.

Charakterystykę tego rodzaju pomp podano w Tabl. 5.24 i 5.25.

Tabl. 5.24. Charakterystyka techniczna pomp typu OS

Wyszczególnienie	Typ pompy							
	OS-80	OS-100	OS-125	OS-250	OS-200	OS-250	Liczba stopni	Liczba obrotów na min
Wydajność, m ³ /min	0,5	1,0	1,5	2,5	4,0	2,5	–	–
Wysokość tłoczenia, m	20	30	38	3,8	40	52	–	–
Masa samej pompy, kg	177	242	327	510	550	780	1	1450
Wysokość tłoczenia, m	40	60	76	70	80	104	–	–
Masa samej pompy, kg	227	322	410	620	715	1030	2	1450
Wysokość tłoczenia	60	90	114	114	120	156	–	–
Masa samej pompy, kg	265	297	510	760	900	1000	3	1450
Wysokość tłoczenia	80	120	152	152	160	–	–	–
Masa samej pompy, kg	317	470	610	900	1076	–	–	–
Wysokość tłoczenia	100	150	190	190	–	–	–	–
Masa samej pompy, kg	376	540	710	1050	–	–	5	1450
Wysokość tłoczenia	120	180	228	228	–	–	–	–
Masa samej pompy, kg	417	610	815	1200	–	–	6	1450
Wymiary pompy:								
– długość bez silnika, mm	732	821	921	1030	1054	1240	–	–
– długość z silnikiem, mm	1107	1246	1371	1515	1814	2040	–	–
– szerokość, mm	460	540	620	650	730	750	–	–
– wysokość, mm	500	590	650	720	850	950	–	–

Tabl. 5.25. Charakterystyka techniczna pomp typu OS-A i OS-80 M

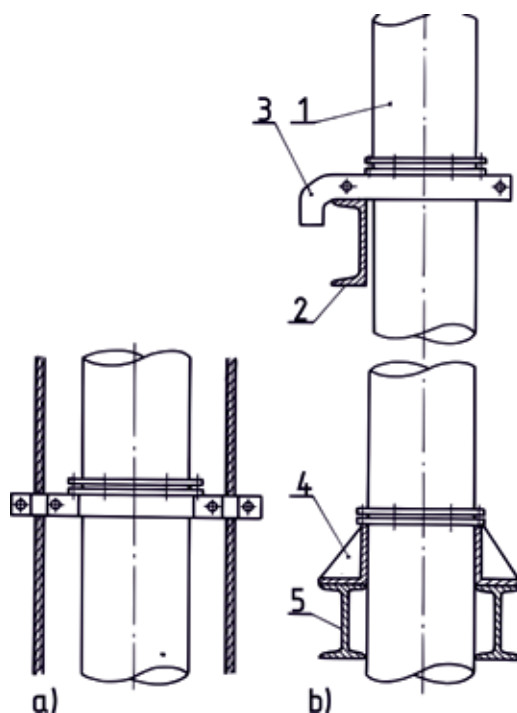
Wyszczególnienie	Typ pompy					
	OS-86 M	OS-100 M	OS-150 A	OS-200 A	OS-250 A	Liczba stopni
Wydajność, m ³ /min	33	81	144	258	450	–
Prędkość obrotowa, min ⁻¹	1450	1450	1450			
Sprawność	0,63	0,67	0,72	1450 0,75	1450 0,77	
Wysokość podnoszenia, m	32	58	64	72	96	2
Pobór mocy, kW	4,6	19	35	67	153	
Masa, kg	147	304	427	672	930	
Wysokość podnoszenia, m	48	87	96	108	144	3
Pobór mocy, kW	6,9	28,5	52,5	100,5	229,5	
Masa, kg	177	370	528	817	1135	
Wysokość podnoszenia, m	64	116	128	144	192	4
Pobór mocy, kW	5,2	38	70	134	306	
Masa, kg	203	436	629	982	1340	
Wysokość podnoszenia, m	80	145	160	180	240	5
Pobór mocy, kW	11,5	47,5	87,5	167,5	382,5	
Masa, kg	237	502	730	1107	1545	
Wysokość podnoszenia, m	96	174	192	216	–	6
Pobór mocy, kW	13,8	57	105	201	–	
Masa, kg	–	–	–	–	–	
Wysokość podnoszenia, m	112	–	–	–	–	7
Pobór mocy, kW	16,1	–	–	–	–	
Masa, kg	297	–	–	–	–	
Wysokość podnoszenia, m	138	–	–	–	–	8
Pobór mocy, kW	16,4	–	–	–	–	
Masa, kg	327	–	–	–	–	

5.6.4. Odwadnianie pompami wiszącymi

Odwadnianie przodku pompami wiszącymi dużogabarytowymi było uprzednio często stosowanie, gdy pompy przeponowe nie były w stanie podołać dopływowi wody. Pompa wisząca składa się z ramy podwieszonej na linie. W ramie tej w pionowym układzie zamontowana była pompa wraz z silnikiem. Pompy te wykazywały

wiele wad, do których należy zaliczyć przed wszystkim duże wymiary, uciążliwość w obsłudze, konieczność usuwania pompy w przypadku przerwy w dostawie energii elektrycznej. Obecnie przy głębinieniu szybów w miejsce pomp wiszących dużogabarytowych stosuje się podwieszone w konstrukcji stalowej małogabarytowe pompy firmy Flygt, a w przypadku odwadniania szybów zatopionych – pompy głębinowe. Tego rodzaju pompy stosuje się do zwalczania awarii przedarcia się wody do szybu lub do odwadniania szybów nieczynnych.

Pompy wiszące zawieszają się na linie nawiniętej na kołowrót zabudowany na powierzchni ziemi. Rurociąg tłoczny można zawiesić na linach i kołowrotach (Rys. 5.33a) bądź przymocować do specjalnych konstrukcji wsporczych (Rys. 5.33b).



Rys. 5.33. Mocowanie rurociągu wodnego w szybie.

a – na linach, b – na konstrukcji wsporczej, 1 – rurociąg wodny, 2 – belka szybowa, 3 – uchwyt do podwieszania rurociągu, 4 – konstrukcja wsporcza, 5 – belki wsporcze.

Średnicę rurociągu tłoczego dobiera się tak, aby średnia prędkość przepływu wody wynosiła od 2,0 do 3,0 m/s. Pompę wiszącą łączy się z rurociągiem tłocznym węzłem gumowym wzmocnionym spiralą stalową. Przewód ssawny jest rów-

niez wzmocniony węzami gumowymi o takiej średnicy, by prędkość przepływu nie przekraczała 2 m/s.

Stosuje się kable elektryczne samonośne lub przymocowuje się je ściskami do lin i opuszcza na kołowrocie. W polskim budownictwie szybowym stosuje się pompy głębinowe produkcji polskiej, których charakterystykę podano w rozdz. 2, bądź pompy produkcji RFN, których charakterystykę podano w Tabl. 5.26.

Tabl. 5.26. Charakterystyka pomp głębinowych produkcji RFN firmy KSB

Wyszczególnienie	Typ pompy				
	DPF458/69	DPM458/7a	DPM487/16	DPM487/16	DPF459/7
Wydajność, m ³ /min	3–6,5	4,5–7,0	5–9	3,3–10,0	3,8–7,0
Wysokość tłoczenia, m	600–400	440–700	500–1100	1125–760	760–450
Moc, kW	750	1000	1300	1900	1000
Napięcie, V	6000	6000	6000	6000	6000
Prąd znamionowy, A	100	123	246	246	123
Prąd rozruchu, A	520	630	1230	1230	630
Liczba obr./min	2960	2960	1470	1500	3000
Liczba stopni	6	7	10		7
Masa pompy, kg	5430	6785	17 200	17 200	6765

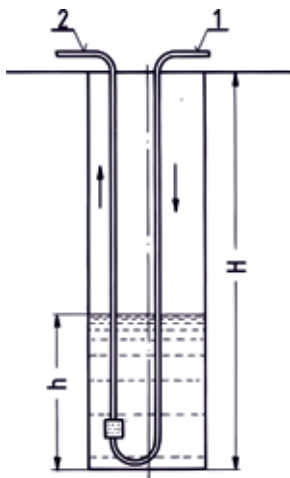
5.6.5. Odwadnianie inżektorami wodnymi

Ten sposób odwadniania nadaje się do odwadniania szybów do głębokości 100 m. Ze względu na niską sprawność i konieczność stosowania pomp o dużych wydajnościach sposób ten stosuje się w polskim budownictwie szybowym tylko w przypadkach, gdy pompy elektryczne nie mogą być stosowane z uwagi na dużą zawartość w wodzie części stałych, a wysokość tłoczenia nie przekracza 8 m. (np. przy głębinu głowic szybu).

5.6.6. Odwadnianie pompami typu Mamut

Pompy tego rodzaju stosuje się obecnie wyjątkowo, gdyż stosowanie pomp z napędem elektrycznym z różnych względów jest niemożliwe i nieopłacalne, a wody szybowe są bardzo zanieczyszczone.

Stosuje się je do odwadniania zawodnionych szybów do głębokości 125 m oraz do odwadniania szybu przy zastosowaniu komór przelewowych.



Rys. 5.34. Odwadnianie zatopionego szybu pompą typu Mamut.
1 – rurociąg powietrza sprężonego, 2 – rurociąg wodny.

Tabl. 5.27

Tabl. 5.28. Największe zużycie powietrza sprężonego przy najniekorzystniejszym zanurzeniu

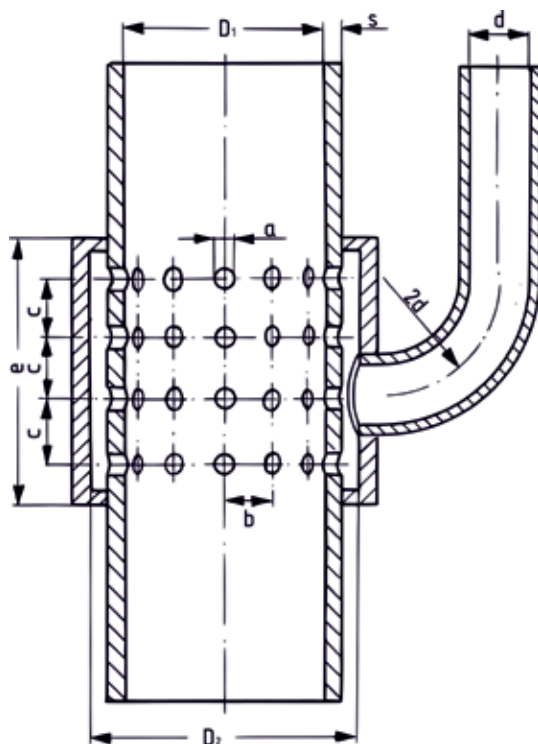
Wydajność dm ³ /min	Średnica rur		Największe zużycie powietrza sprężonego, m ³ /min				
	wodnych mm	powietrz- nych mm	przy wysokości podnoszenia $\frac{2}{3} H_{sz}$ · m				
			20	50	100	200	300
			Przy najniekorzystniejszej głębokości zanurzenia $H_{sz} = 1,3 \cdot H_{sz} \cdot 100, \%$				
			33	33	33	33	33
200	65	25	1,74	2,4	4,26	9,1	15,4
500	80	32	4,35	6,0	10,65	22,8	38,4
1000	100	40	6,7	12,0	21,3	45,5	76,8
1500	125	50	13,05	18,0	32,0	67,2	115
3000	200	65	26,1	36,0	64,0	134,4	230
Ciśnienie powietrza sprężonego, MPa			0,15	0,3	0,55	1,05	1,55

Na Rys. 5.34 pokazano schemat odwadniania zatopionego szybu, a w Tabl. 5.27 i 5.28 podano charakterystyczne dane tego rodzaju odwadniania.

Z Tabl. 5.29 wynika, że tego rodzaju odwadnianie będzie ekonomiczne, gdy pompa będzie zanurzona w zatopionym szybie tak, aby wysokość podnoszenia wody ponad zwierciadło nie przekraczała $\frac{2}{3}$ całej długości szybu, czyli $H - h < \frac{2}{3} H$.

W przypadku, gdy głębokość zanurzenia pompy $H_z = \frac{1}{3} H_{sz}$, zużycie powietrza sprężonego będzie największe. Jeżeli zanurzenie pompy będzie $H_z < \frac{1}{3} H_{sz}$, to pompa nie będzie pracować.

Charakterystykę pomp typu Mamut stosowanych w polskim budownictwie szybowym podano na Rys. 5.35 oraz w Tabl. 5.29.



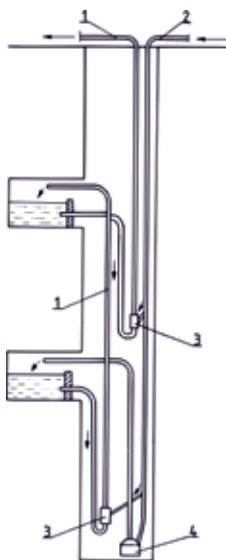
Rys. 5.35. Wymiary charakterystyczne pomp typu Mamut (do Tabl. 5.29).

Tabl. 5.29. Charakterystyka techniczna pomp typu Mamut¹⁾

Średnica rury wodnej D_1 , mm	Średnica rury powietrznej d , mm	D_z , mm	a, mm	b, mm	c, mm	e, mm	s przy 0,25 MPa	s przy 0,5 MPa
65	25	80	10	13	20	130	3,0	3,0
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	4,0	5,5
150	65	200	23	30	45	300	4,5	6,0
200	65	250	10	40	60	400	6,0	8,0

¹⁾ Oznaczenia na Rys. 5.35

Jak już wspomniano pompy Mamut mogą być również użyte do odwadniania szybów w czasie głębenia przy zastosowaniu komór przelewowych. W tym przypadku z przodku (Rys. 5.36) wodę do komory przelewowej podaje pompa przodkowa (np. typu OP-80), a stąd na powierzchnię lub do następnej komory – pompa typu Mamut.



Rys. 5.36. Schemat odwadniania szybu w głębeniu pompami typu Mamut.

1 – rurociąg wodny, 2 – rurociąg powietrzny, 3 – pompy typu Mamut, 4 – pompa przodkowa przeponowa typu OP-80.

Aby wytworzyć sztuczne zanurzenie pompy typu Mamut, pociąga się od komory w dół rurę zakrzywioną w postaci fajek na odległość minimum $\frac{1}{3}$ całkowitej długości rury tłocznej.

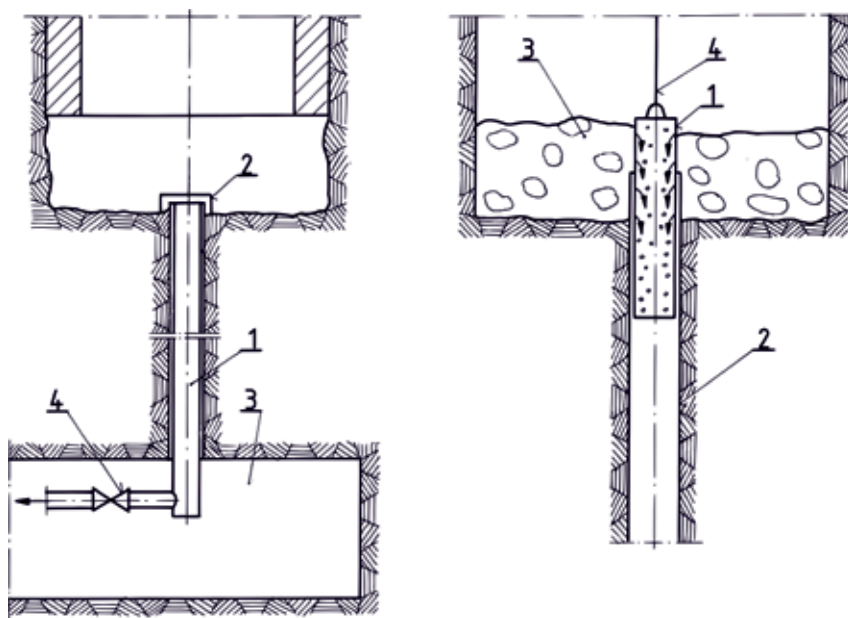
Sposób odwadniania szybu za pomocą pompy typu Mamut jest korzystny przy przetłaczaniu wody zanieczyszczonej szlamem, gdy istnieją przerwy w dostawie prądu oraz w szybach z dopływem metanu. Jest to jednak sposób nieekonomiczny ze względu na znaczne zużycie powietrza sprężonego (Tabl. 5.30).

Tabl. 5.30. Charakterystyczne dane dotyczące odwadniania za pomocą pomp typu Mamut

Wydajność dm ³ /min	Pojemność zbiornika m ³	Średnica rur		Typ pompy Mamut	Ilość powietrza dla zespołu z pompami przeponowymi	Uwagi
		wodnych mm	powietrznych mm			
200	4	65	25	65+25	6,7	z jedną pompą przeponową
500	6	80	32	80+32	15,4	z dwoma pompami przeponowymi
1000	12	100	40	100+40	28,1	z trzema pompami przeponowymi
1500	15	125	50	125+50	42,5	z pięcioma pompami przeponowymi
3000	40	200	65	200+65	92,5	z dziewięcioma pompami przeponowymi

5.6.7. Odwadnianie szybu za pomocą otworu wiertniczego

W niektórych specjalnych przypadkach można odwadniać szyb w czasie głębenia nie za pomocą pomp, lecz otworu wiertniczego. Sposób ten można stosować, gdy w dolnym poziomie pod głęzionym szybem istnieją wyrobiska kopalniane. W takim przypadku (Rys. 5.37) wierci się otwór w tarczy szybu aż do połączenia z wyrobiskiem kopalnianym. Otwór ten zarzuca się rurami perforowanymi, by umożliwić spływ wody. W miarę głębenia szybu rurę obcina się, woda zaś spływa do kopalni. Wadą tego sposobu jest częste zatykanie się otworu z powodu znoszenia przez spływającą wodę drobnych kawałków urobku.



Rys. 5.37. Schemat odwadniania szybu w czasie głębenia za pomocą otworu wiertniczego. 1 – rura perforowana, 2 – kołpak zabezpieczający otwór spustowy, 3 – wyrobiska kopalniane, 4 – zawór.

Zdarzają się również przytapienia przodku szybu w czasie strzelania. Powstają one wskutek zgniecenia lub zatkania rury urobkiem. Dla ochrony rury przed zatkaniem oraz w celu przeczyszczenia otworu wprowadza się do niego umocowany na linie wycior sporządzony z wytrzymałej stalowej rury perforowanej (Rys. 5.38).

Rys. 5.38. Wycior dla ochrony rury spustowej wody w głębinym szybie. 1 – wycior, 2 – rura okładzinowa (wiertnicza), 3 – odstrzelona skala, 4 – lina do wyciągania wycioru.

Pozostawiona w otworze rura utrudnia mechaniczne ładowanie urobku. Mimo tego sposób ten jest godny polecenia, zwłaszcza gdy spodziewane dopływy wód wynoszą od 2 do 5 m³/min.

5.6.8. Organizacja i ocena poszczególnych sposobów odwadniania

Przy niewielkim przepływie wody do przodku szybowego do 50 dm³/min najlepszym sposobem odwadniania jest ciągnięcie wody kubłami razem z urobkiem. Przy dopływie wody do 1000 dm³/min do przodku szybu za najkorzystniejsze należy

uważać odwadnianie przodku pompami przodkowymi pneumatycznymi przeponowymi lub elektrycznymi do komory przelewowej i dalej pompami stacjonarnymi.

Przy dopływach wody powyżej 1000 dm³/min do przodku należy stosować sztuczne ograniczenie przepływu. Odwadnianie pompami inżektorowymi i pompami typu Mamut może mieć miejsce w przypadku dysponowania znaczną ilością powietrza sprężonego i przy dużej zawartości części stałych w wodzie.

Odwadnianie pompami głębinowymi daje dobre efekty przy odwadnianiu zatopionych szybów czystą wodą.

Obecnie podstawowymi urządzeniami do odwadniania są pompy stacjonarne z napędem elektrycznym.

Charakteryzują się one:

- prostą konstrukcją,
- małymi wymiarami poprzecznymi przy dużej wydajności oraz dużej wysokości tłoczenia,
- spokojną pracą, przez co unika się rozluźnienia połączeń kołnierzy rurociągu tłoczonego,
- ekonomicznością pracy.

Do wad tego rodzaju pomp należy zaliczyć:

- trudności regulowania pracy pomp przy zmniejszeniu 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 jest uciążliwe i pochłania dużo czasu;
- stosunkowo szybkie zużywanie się wirników oraz tulei.

5.7. Urządzenia i gospodarka powietrzem sprężonym

Powietrze sprężone należy jeszcze do podstawowych źródeł energii poruszającej wiele urządzeń stosowanych przy głębieniu szybu. Do urządzeń tych należy zaliczyć:

- wiertarki udarowe i młotki pneumatyczne,
- ładowarki chwytakowe,
- przeponowe pompy przodkowe,

- urządzenia sterownicze wysypu,
- urządzenia hamulcowe maszyny wyciągowej,
- urządzenia w warsztacie przyszybowym.

Nie wszystkie wymienione urządzenia pracują równocześnie, toteż dla obliczenia całkowitej ilości powietrza sprężonego bierze się najczęściej pod uwagę zapotrzebowanie na powietrze przez wiertarki przy wierceniu otworów strzałowych, gdy zużycie powietrza sprężonego jest tu największe.

Zapotrzebowanie to wylicza się wg wzoru:

$$Q_w = n_w \cdot Q_{w1} \cdot k_j, \quad (5.21)$$

gdzie:

n_w – liczba równocześnie pracujących wiertarek,

Q_{w1} – zużycie powietrza sprężonego przez jedną wiertarkę, $m^3/\min$,

k_j – współczynnik jednoczesności ($k = 0,8-0,9$).

Oznaczając przez Q_c zapotrzebowanie innych urządzeń pracujących w szybie równocześnie z pracą wiertarek, całkowite zapotrzebowanie na powietrze sprężone wynosić będzie:

$$Q_c = a_1 (Q_w + Q_{w1}), \quad (5.22)$$

gdzie: a_1 oznacza współczynnik strat powietrza wskutek zużycia maszyn i urządzeń napędowych ($a_1 = 1,2-1,3$).

Pomiędzy sprężarką a siecią powietrza sprężonego instaluje się zbiornik powietrzny. Służy on do regulowania powietrza. Pojemność zbiornika powinna wynosić od 0,1 do 0,15 łącznej minutowej wydajności zainstalowanych sprężarek.

Obecnie do robót przy głębieniu szybów stosuje się sprężarki dwustopniowe tłokowe na maksymalne ciśnienie powietrza sprężonego 0,6 do 0,8 MPa. Zwykle dla jednego szybu instaluje się dwie sprężarki, dla dwóch zaś – trzy.

Charakterystykę sprężarek stosowanych w polskim budownictwie szybowym podano w Tabl. 5.31.

Tabl. 5.31. Charakterystyka techniczna sprężarek stosowanych w budownictwie szybowym produkcji polskiej

Wyszczególnienie	Typy sprężarek					
	L-33 L-33N tłokowa	S2W-332 tłokowa	LB-220/500 (bezkomorowa tłokowa)	ZK3-8	śrubowe AS-1200-500	WFK-103 tłokowa przewoźna
Ciśnienie maksymalne, MPa	0,7	0,8	0,7	0,8	0,8	0,8
Wydajność (ilość zassanego powietrza), m ³ /min	33	25	32	29	20,0	10,0
Liczba obrotów/min	480	750	487	530	2980 silniki 4500 śruba	925
Moc silnika napędowego, KW	200	185	200	ok.180	132	75
Średnice wylotu rurociągu tłocznego, mm	–	216	–	150	100	100
Masa sprężarki bez silnika, kg	–	5400	–	2550	2600	2580
Wymiary agregatu:						
– długość, mm	–	3600	–	2835	3200	2750
– szerokość, mm	–	2770	–	2050	1600	1140
– wysokość, mm	–	3180	–	2200	1750	1450

Sprężarki chłodzi się wodą. Zazwyczaj na placu szybowym buduje się zbiorniki i urządza zamknięty obieg wody. Pomiędzy zbiornikiem powietrza sprężonego a ujściem rurociągu do szybu zabudowuje się oddzielacz wilgoci oraz oleju.

Średnicę głównego przewodu powietrza sprężonego doprowadzającego powietrze do szybu oblicza się wg wzoru:

$$d_p = 3,18 \sqrt{Q_c}, (5.23)$$

gdzie Q_c oznacza całkowite zużycie powietrza sprężonego w m³/min.

Zwykle powietrze sprężone doprowadza się rurociągami o średnicy 100 do 150 mm. Zazwyczaj stosuje się rury kołnierzone z tekturowymi uszczelkami. Rurociągi przytwierdza się do obudowy za pomocą obejmek kotwionych do obudowy przy użyciu cięgier lub też za pomocą wspornikowych obejmek przytwierdza się je do

zbrojenia szybowego. Czasami rurociągi podwiesza się na linach. Do dolnego końca przewodu dołącza się rozdzielacz powietrza sprężonego.

Zawieszenie rurociągu na linach ułatwia jego przedłużenie, gdy odbywa się ono z powierzchni.

Przy rurociągach przymocowanych do konstrukcji zbrojenia zachodzi konieczność odpinania rozdzielacza przy każdorazowym przedłużeniu rurociągu.

Energia sprężonego powietrza jest bardzo drogim rodzajem energii. Jej stosowanie przy głębieniu szybu podyktowane jest brakiem dostarczenia sprawnych wiertarek i ładowarek urobku z napędem elektrohydraulicznym. Należy się jednak spodziewać, że w najbliższym dziesięcioleciu zostaną wdrożone bardziej sprawne urządzenia do wiercenia otworów strzałowych (wiertnice zespołowe) z napędem elektrohydraulicznym, jak również odpowiednie ładowarki. W tym przypadku energia powietrza sprężonego może zostać całkowicie wyeliminowana z głębienia szybów.

5.8. Urządzenia i gospodarka energią elektryczną

Przed przystąpieniem do robót przygotowawczych, po ustaleniu rodzaju maszyn, jakie mają być stosowane do głębienia szybu, sporządza się wykaz mocy zainstalowanych urządzeń oraz wykonuje się wykres równoczesności ich prac.

Wykres równoczesności pracy powinien być wykonany w odniesieniu do cyklu głębienia oraz w odniesieniu do głębienia szybu w pewnych okresach (na pewnych głębokościach). Jest to konieczne ze względu na znaczną nierównomierność poboru mocy elektrycznej, jaką spotyka się przy głębieniu szybu. 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 maleje.

Również ilość energii elektrycznej zużywanej przez maszynę wyciągową powiększa się wraz z głębokością szybu.

Z tych względów korzystne jest instalowanie sekcyjnych stacji transformatorowych i rozdzielni, które mogą być włączane i wyłączane w zależności od potrzeb. Należy się również zabezpieczyć przed stratami mocy biernej, zabudowując baterie kondensatorów statycznych.

Przy mniejszym zapotrzebowaniu na moc stosuje się przewoźne podstacje transformatorów (które mogą być stosowane w pomieszczeniach krytych) lub podstacje napowietrzne. Orientacyjnie wielkości podstacji podano w Tabl. 5.32.

Tabl. 5.32. Orientacyjne wielkości podstacji

Sumaryczna moc podstacji	Liczba i charakterystyka jednostek	Rodzaj
400 kVA	2×200 kVA, 6/0,5/04 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

Przy szybach głębokich, ze względu na dużą moc urządzeń wyciągowych zasilanych napięciem 6 kV, ogólna moc zainstalowanych urządzeń przekracza 400 kVA. Najczęściej stosowanym napięciem roboczym jest obecnie 500 V.

W związku z wprowadzeniem maszyn wyciągowych o dużej mocy oraz sprzężarek o większej wydajności coraz częściej do zasilania tych urządzeń stosuje się napięcie 6 kV. Do oświetlenia stosuje się napięcie 220 V, dla niektórych zaś urządzeń pomocniczych, np. szlifierek, przenośników – napięcie 380 V.

Odwadnianie wymaga doprowadzenia do szybu energii elektrycznej o napięciu 500 V.

W pobliżu szybu (w wieży, szopie przyszybowej lub budynku maszyny wyciągowej) zabudowuje się podrozdzielnię, z której prowadzi się przez szyb kabel do komory pomp, gdzie zabudowane są rozdzielnie dla poszczególnych odbiorników.

W szybach z zagrożeniem metanowym cały osprzęt elektryczny zabudowany w szybie i wieży powinien być wykonany ognioszczelnie. Do zasilania prądem elektrycznym urządzeń w szybie stosuje się kable opisane w Tabl. 5.33 oraz przewody opisane w Tabl. 5.34.

Tabl. 5.33. Kable elektroenergetyczne stosowane do zasilania urządzeń w szybach

Liczba i przekrój znamionowy żył	Grubość znamionowa		Średnica obliczeniowa		Masa orientacyj- na kabli długości 1 km	Długość nominalna produkowanych kabli
	izolacji żył	osłony	pod pancerzem	zewnątrzna		
mm ²	mm	mm	mm	mm	kg	m
Kable elektroenergetyczne miedziane w izolacji i powłoce polwinitowej opancerzone okrągłymi drutami stalowymi z polwinito- wą osłoną ochronną Typ YKY Foy, YKY Foy-żo – napięcia znamionowe 0,6/1 kV						
4 × 16	1,0	1,7	15,9	24,3	1890	500
4 × 25	1,2	1,8	19,6	28,2	2540	500
4 × 35	1,2	1,9	21,5	32,3	3400	500
4 × 50	1,4	2,0	25,1	35,6	4580	500
4 × 70	1,4	2,1	29,3	40,5	5470	500
4 × 95	1,6	2,2	32,3	45,7	7830	500
4 × 120	1,6	2,3	35,1	48,7	9110	300
4 × 150	1,8	2,5	39,4	55,4	11 890	330
3 × 16+10	1,0	1,7	17,0	25,4	1840	500
3 × 25+16	1,2	1,9	20,6	31,4	3110	500
3 × 35+16	1,2	1,9	20,7	31,5	3469	500
3 × 50+25	1,4	2,0	23,9	34,9	4240	500
3 × 70+35	1,4	2,9	27,1	38,3	5180	500
3 × 95+50	1,6	2,2	30,8	44,2	7260	500
3 × 120+70	1,6	2,3	33,6	47,2	8470	500
3 × 150+70	1,8	2,4	37,1	52,9	10 820	300
Kable elektroenergetyczne miedziane w izolacji i powłoce polwinitowej opancerzone płaskimi drutami stalowymi, z osłoną ochronną polwinitową Typ YKYF by-żo – napięcie znamionowe 0,6/1 kV						
4 × 16	1,0	1,7	15,9	23,3	1720	500
4 × 25	1,2	1,7	19,6	27,0	2360	500
4 × 35	1,2	1,8	21,5	29,1	2840	500
4 × 50	1,4	1,9	25,1	32,9	3670	500
4 × 70	1,4	2,0	29,3	37,3	4400	500
4 × 95	1,6	2,1	32,3	40,5	5820	500
4 × 120	1,6	2,2	35,1	43,5	6940	300
4 × 150	1,8	2,3	39,4	48,0	8400	300
4 × 185	2,0	2,4	43,5	52,1	9960	300
3 × 16+10	1,0	1,7	17,0	24,4	1360	500
3 × 25+16	1,2	1,8	20,6	28,2	2340	500
3 × 50+25	1,4	1,9	23,9	31,7	3360	500
3 × 70+35	1,4	2,0	27,1	35,1	4190	500
3 × 95+50	1,6	2,1	30,8	39,0	5320	500
3 × 120+70	1,6	2,1	33,6	41,8	6350	300
3 × 150+70	1,8	2,2	37,1	45,5	7440	300
3 × 185+95	2,0	2,4	41,2	50,0	9000	300

Tabl. 5.34. Przewody oponowe górnicze

Liczba i przekrój znamionowy żył mm ²	Budowa żyły			Największa średnica przewodu mm	Masa kg/1 km?
	roboczej n × φ mm	ochronnej n × φ mm	pomocnicza n × φ mm		
Przewody oponowe górnicze w izolacji i osłonie gumowej typ 00* – napięcie znamionowe 1 kV					
4 × 2,5	50 × 0,25	50 × 0,25	–	20,8	415
4 × 4,0	50 × 0,30	56 × 0,30	–	23,4	550
4 × 6,0	84 × 0,20	84 × 0,30	–	26,0	740
4 × 10,0	80 × 0,40	80 × 0,40	–	31,0	1110
4 × 16,0	127 × 0,40	127 × 0,40	–	36,7	1670
3 × 25 + 16	200 × 0,40	127 × 0,40	–	45,2	2450
3 × 35 + 25	280 × 0,40	200 × 0,40	–	48,6	3000
3 × 50 + 25	399 × 0,40	280 × 0,40	–	55,1	4250
3 × 70 + 50	555 × 0,40	399 × 0,40	–	61,8	5250
Przewody oponowe górnicze w izolacji gumowej i osłonie z gumy trudnopalnej typ ONG* – napięcie znamionowe 1 kV					
3 × 25 + 16	200 × 0,40	127 × 0,40	–	45,2	2600
3 × 35 + 25	280 × 0,40	200 × 0,40	–	48,6	3200
3 × 50 + 35	399 × 0,40	280 × 0,40	–	55,1	4485
3 × 70 + 50	555 × 0,40	399 × 0,40	–	61,8	5570
3 × 35 + 25 + 3 × 2,5	200 × 0,40	200 × 0,40	–	53,2	3720
3 × 50 + 35 + 3 × 4	399 × 0,40	280 × 0,40	–	59,4	5050
3 × 70 + 50 + 3 × 4	555 × 0,40	399 × 0,40	–	68,9	6260

Oprócz lamp akumulatorowych, stanowiących wyposażenie pracujących na dole górników, przodek szybu, pomost wiszący i komory pomp muszą być oświetlone centralnie. Napięcie zasilania wynosi 220 lub 127 V. Do oświetlania przodku szybowego i do robót strzelniczych stosuje się kabel wolno wiszący typu SonG.

Stosowane są dwa rodzaje kabli tego typu: SonG 2 × 6 cm + 2 Fe, 750 V o maksymalnej długości 1423 m i SonG 2 × 10 + 2 Fe, 750 V o maksymalnej długości 1487 m.

Konstrukcja linki nośnej; $6 \times 19 \times 0,5 R_r = 160 \text{ kg/cm}^2$.

Nośność linki przy trzykrotnym współczynniku bezpieczeństwa wynosi 35,8 da N (358 kG). W szybach metanowych zgodnie z przepisami powinien być stosowany

kabel wiszący ekranowany. Przewód przymocowuje się do kołowrotu kablowego z napędem elektrycznym zaopatrzonym w hamulec oraz zapadki.

Charakterystykę kołowrotów kablowych stosowanych w polskim budownictwie szybowym podano w Tabl. 5.35.

Tabl. 5.35. Kołowroty kablowe

Wyszczególnienie	Typ kołowrotu			
	K-K-800	SKK-1400	SW-800	ESW-ST
Udźwig, kN	35,0	3,5	35,0	50,0
Moc, KW	10,0	10,0	10,0	11,0

Wolny koniec kabla zwisający w szybie uzbraja się w armaturę oświetleniową. Obecnie stosuje się oprawy żarowe ognioszczelne typu ZPW-150 zamontowane po cztery sztuki pod blaszanym kapturem bądź też oprawy sodowo-rtęciowe ognioszczelne typu OMG-400.

Armatura oświetleniowa powinna być osłonięta blaszanym kapturem zabezpieczającym przed spływającą w szybie wodą. Przyjmuje się, że 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.

Instalacja oświetleniowa dna szybu pomostu wiszącego, komór i wciągarki kablowej powinna być poddana oględzinom przez samodzielnego elektromontera codziennie oraz po każdym przemieszczeniu pomostu i po robotach strzelniczych w szybie. Co sześć tygodni należy przeprowadzać kontrolę przez dozór.

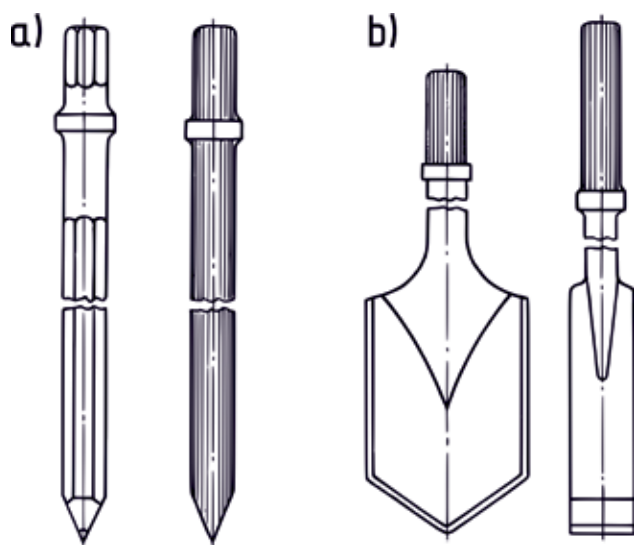
5.9. Urządzenia do urabiania skały i wiercenia otworów strzałowych

Do ręcznego urabiania skał miękkich, jak piaski, gliny, ily, iłolupki, a niekiedy i miękkich węgli i łupków stosuje się powszechnie młotki pneumatyczne. Bywają one również używane do wykonywania obrywki w skałach zwięzłych (lekkie typy) oraz do wykonywania wdzieriek i gniazdek w obudowie szybu.

Charakterystykę techniczną młotków pneumatycznych produkcji polskiej podano w Tabl. 5.36.

Tabl. 5.36. Charakterystyka techniczna młotków pneumatycznych

Wyszczególnienie	Typ młotków			
	MP-9	MP-11	MP-26	BA-26 Austria
Długość młotka (bez grotu), mm	550	655	590	-7
Masa młotka (bez grotu), kg	9,4	11,7	25,6	27
Energia pojedynczego uderzenia, J (kGm)	19,6 (2,0)	29,4 (3,0)	44,1	–
Nominalne ciśnienie powietrza sprężonego, MPa	0,4	0,4	0,4	0,4
Średnica bijaka, mm	35	35	50	50
Skok bijaka, mm	145	186	170	170
Masa bijaka, kg	0,73	0,92	2,0	–
Liczba uderzeń na minutę	950	650	800	800
Moc młotka, kW (KM)	0,31 (0,43)	0,31 (0,43)	1,2 (1,7)	–
Zużycie powietrza, m ³ /min	1,0	1,07	1,2	1,2
Średnica wewnętrzna przewodu powietrznego, mm	15	15	19	19



Rys. 5.39. Groty do młotków mechanicznych. a – spiczaste, b – łopatkowe.

Oprócz grotów spiczastych (Rys. 5.39a) do urabiania skał miękkich stosuje się grotły łopatkowe wąskie lub szerokie (Rys. 5.39b). Do wiercenia otworów w skałach zwięzłych stosuje się obecnie wiertarki udarowe ręczne o napędzie pneumatycznym z przedmuchem powietrza lub płuczką wodną. Wiertarki pneumatyczne obrotowe stosuje się czasami do wiercenia otworów w węglu oraz w bardzo miękkich łupkach i marglach.

Mogą też być stosowane zespolowe wiertnice, przy użyciu których z jednego stanowiska można równocześnie wiercić trzy lub cztery otwory.

Charakterystykę wiertarek pneumatycznych ręcznych podano w Tabl. 5.37.

Tabl. 5.37. Charakterystyka techniczna wiertarek pneumatycznych ręcznych

Wyszczególnienie	Typy wiertarek			
	WUP-16 polska	BH-16 austriacka	Hollman S III angielska	PM-508 radziecka
Długość całkowita, mm	695,0	–	543,0	610,0
Masa, kg	30,5	19,5	22,0	29,5
Ciśnienie powietrza (nominalne), MPa	0,4	0,5–0,7	0,3–0,5	0,5–0,7
Zużycie powietrza, m ³ /min	1,2–1,4	1,5	3,7	2,2–2,6
Energia pojedynczego uderzenia, J, (kG·m)	5,0–7,0	–	2,4	4–6
Moment obrotowy (nominalny), N·m (kG·cm)	950 80–120	2040 –	2000 230	1700–1900 100–150
Liczba uderzeń na minutę	72	62	76,2	63,5
Liczba obrotów dłuta na minutę	70	52	49	54–60
Średnica cylindra, mm	2,83	–	–	2,0
Skok bijaka, mm				
Masa bijaka, kg	16	16	25	19
Średnica wewnętrzna węża powietrznego, mm				
Wymiary uchwytu wiertła sześciokątnego, mm	25,7 × 108	25,7 × 108	25,9 × 108	25,8 × 107
Średnica wewnętrzna węża wodnego, mm	13	–	–	13

W polskim budownictwie szybowym najczęściej stosuje się wiercenie otworów strzałowych z przedmuchem, tj. wynoszeniem zwiercia przez strugę powietrza sprężonego. Wiercenie z płuczką wodną stosowane jest rzadko.

Do smarowania wiertarek stosuje się smarownice przewodowe.

Do wiercenia otworów stosuje się najczęściej wiertła stalowe sześciokątne, drążone, z sześciokątnym uchwytem 1” (ok. 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 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 zwłaszcza w ZSRR, do wiercenia otworów przy głębinieniu szybów stosuje się żerdzie i zdejmowane koronki. Średnice stosowanych koronek wynoszą 45, 48, 52, 55 i 58 mm. W Polsce tego rodzaju wiercenie nie przyjęło się. Wiercenie otworów wykonuje się obecnie po całkowitym załadowaniu urobku i oczyszczeniu dna szybu i odłamków skały oraz usunięciu naruszonych a niecałkowicie odspojonych warstw.

Po wyznaczeniu kręgów otworów strzałowych w stosunku do pionu centralnego zgodnie z metryką wiertniczą wierci się poszczególne otwory, poczynając od środka lub od ścian szybu.

W trakcie wiercenia stosuje się stopniowanie wiertel od 0,8 m do żądanej głębokości. Powietrze sprężone z pionowego przewodu rurowego doprowadza się na dno szybu dwoma węzami. Dolne końce węży zaopatrzone są w rozdzielacze, do których podłącza się węzami gumowymi poszczególne wiertarki.

Wiercenie otworów strzałowych jest jedną z najbardziej pracochłonnych czynności (20 do 30%) w cyklu głębinienia szybu. Indywidualne (pojedyncze) wiercenie otworów wymaga najliczniejszej załogi. Jest przy tym pracą niezdrową ze względu na wibrację, zapylenie powietrza i hałas. Górnicy zobowiązani są przy tej pracy stosować maski przeciwpyłowe oraz tłumiki hałasu. Wiercenie otworów na mokro eliminuje wprowadzenie zapylenia, ale jest kłopotliwe, a załoga narażona jest na rozbryzg płuczek. Z tych też względów czynione są próby zespołowego wiercenia otworów strzałowych.

Radzieckie urządzenie mechaniczne do zespołowego (Rys. 5.40) wiercenia otworów strzałowych typu BUKS-1 składa się z zawiesia 1, kolumny rozsuwanej 2, lewara

do rozpierania 3 i ramy roboczej 4. Urządzenie to podwiesza się do ładowarki typu KS-2u po odchyleniu chwytaka i przymocowaniu go do obudowy.

Rys. 5.40. Urządzenie do wiercenia otworów strzałowych w szybie typu BUKS-1.

Urządzenie BUKS-2 ma zawieszenie niezależne od ładowarki. Dane techniczne wymienionych urządzeń podano w Tabl. 5.38. Podobne wiertnice stosowane są w USA i RFN. W Polsce czynione są próby z wdrażaniem krajowej produkcji konstrukcji urządzeń do zespołowego wiercenia otworów strzałowych.

Tabl. 5.38

Czynione są również próby zmechanizowania urabiania skały. W Polsce z powodzeniem zastosowano kombajn chodnikowy (po odpowiedniej adaptacji do urabiania zamrożonego górotworu).

W Związku Radzieckim zastosowano urządzenia typu PD-2 i PD-3 do urabiania skał bardziej zwięzłych (Rys. 5.41). Urządzenie to zawiesza się pod pomostem. Zwierciny podnoszone są pneumatycznie na pomost i stąd kubłami transportowane na powierzchnię.

Rys. 5.41. Urządzenie typu PD-2 do urabiania skał w głębionym szybie.

Charakterystyka urządzenia typu PD-3:

Średnica szybu, m	6,5 i 7,0
Sposób urabiania	mechaniczny
Organ roboczy	planetarno-zębaty
Liczba tarcz urabiających	2
Liczba zębów urabiających	10
Liczba obrotów kubła głównego, obr./min	1,9 i 2,2
Prędkość skrawania, cm/s:	
– maksymalna	1,74
– minimalna	1,0
Moc, kW	500

Wysokość agregatu, m	1,3
Masa agregatu, kg	150 000

5.10. Sygnalizacja i łączność

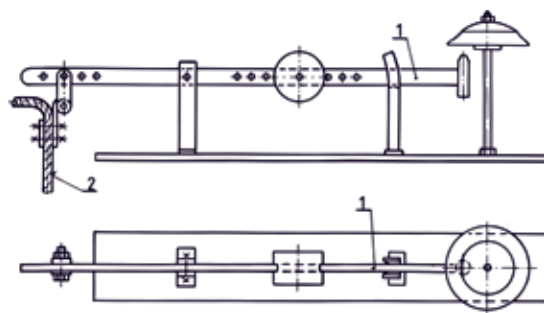
Każde urządzenie wyciągowe stosowane przy głębieniu szybu powinno mieć urządzenie sygnalizacji szybowej z odpowiednimi ujednoliconymi układami sygnalizacyjnymi i zabezpieczającymi.

Niezależnie od urządzeń sygnalizacyjnych każde urządzenie wyciągowe stosowane przy głębieniu szybu powinno być wyposażone w instalację telefoniczną lub głośnomówiącą, zapewniającą dwustronne porozumienie się załogi z dna szybu z obsługą na zrębnie szybu oraz dwustronne porozumiewanie się obsługi zrębni z maszynistą wyciągowym.

Przemieszczenie urządzeń pomocniczych w szybie powinno się odbywać przy użyciu istniejącej sygnalizacji urządzenia wyciągowego i ustalonych w tym zakresie sygnałów.

Najprostszym urządzeniem sygnalizacyjnym porozumiewania się załogi znajdującej się na powierzchni z załogą dołową i na odwrót jest sygnalizacja akustyczno-młotkowa (Rys. 5.42). Młotek sygnałowy z dołu do góry umieszcza się na nadszymbiu, dla nadawania zaś sygnałów z góry w dół – na ramie napinającej lub pomoście. Młotek 1 uruchamia się za pomocą linki 2 o średnicy 6 do 8 mm.

Jeden koniec linki przymocowuje się do dźwigni młotka, a drugi opuszcza się do przodku szybowego. Aby umożliwić przedłużenie linki w miarę głębienia szybu, umocowuje się ją zaciskami do dźwigni młotka. Koniec linki znajdujący się na powierzchni naciąga się na bęben małego ręcznego kołowrotu. Dla przedłużenia linki zwalnia się ją z zacisków i odwija odpowiedni odcinek z bębniem kołowrotu.

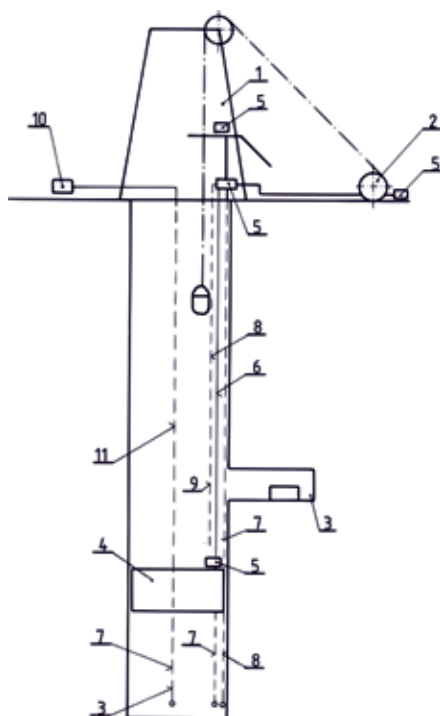


Rys. 5.42

Urządzenie akustyczno-sygnalizacyjne młotkowe związane jest z wyciągiem kurbowym. W przypadku stosowania dwóch wyciągów dla drugiego urządza się oddzielne urządzenie sygnalizacyjne, przy czym stosuje się inną barwę głosu uderzenia młotka lub też zamiast młotka używa się świstawki na powietrze sprężone, uruchamianej za pomocą linki sygnalizacyjnej. W szybie dla każdego z kubłów instaluje się też linkę sygnału rewizyjnego.

Przez pociąganie zwisającego końca linki sygnalizacyjnej powoduje się taką liczbę uderzeń młotka, jaką przewiduje nadawany sygnał.

Przy kontrolach szybu z kubła i innych wykonywanych z niego pracach jadący kurbem ma w zasięgu ręki linkę sygnałową, przy użyciu której może oddawać sygnały z każdego miejsca w szybie. Przy dużych głębokościach szybów, powyżej 500 m, posługiwanie się sygnalizacją akustyczno-młotkową jest uciążliwe. Ze względu na elastyczność linki dochodzi również do przekłamania nadawanych sygnałów. Z tych też względów tego rodzaju sygnalizację stosuje się do głębokości 150 m. Poniżej tej głębokości stosuje się sygnalizację elektryczną.



Rys. 5.43

Poglądowy schemat tej sygnalizacji przedstawiono na Rys. 5.43. Przy tego rodzaju sygnalizacji dla każdego urządzenia kubłowego instaluje się trzy tablice sygnalizacyjne 5 na pomoście wiszącym w szybie, na zrębie szybu oraz na pomoście wysypowym. Kabel sygnalizacyjny telefoniczny 6 nawinięty na kołowrocie ręcznym na zrębie szybu łączy tablicę sygnalizacyjną i nadajniki 5 znajdujące się w szybie i na zrębie szybu.

Stała sygnalizacja łączy nadajnik 5 na zrębie szybu z nadajnikiem na pomoście wysypowym 5 oraz z tablicą sygnalizacyjną 5 w maszynie wyciągowej. Dla nadawania sygnałów od tablicy sygnalizacyjnej na pomoście w szybie zwisa na dno szybu linka sygnałowa, skąd mogą być nadawane sygnały. Oprócz linki sygnałowej do dna szybu biegną jeszcze dwie linki sygnałowe: sygnału alarmowego i rewizyjnego, umożliwiające oddawanie sygnałów z miejsc pracy w szybie do stanowiska maszynisty wyciągowego.

W miejscach nadawania sygnałów linki te powinny być jednoznacznie oznaczone.

Oprócz sygnalizacji urządzenia wyścigowego w szybie zainstalowana jest łączność telefoniczna, przy czym stanowiska nadawczo-odbiorcze znajdują się: na dnie szybu, na pomoście wiszącym, w komorach pomp, na zrębie szybu, na pomoście wysypowym oraz na stanowisku maszynisty wyciągowego. Łączność telefoniczna umożliwia bardziej precyzyjne przekazywanie informacji zarówno z dołu do góry, jak i z góry w dół, co przy sygnalizacji elektrycznej jest niemożliwe.

Stosowane sygnały dzieli się na wykonawcze, porozumiewawcze i tzw. sygnały zlokalizowane. Podano je w Tabl. 5.39.

Tabl. 5.39. Sygnały stosowane w trakcie wykonywania robót szybowych

Sygnały	Wykonanie zadania
Wygnały wykonawcze:	
1 raz	„stój”
2 razy	„jazda do góry”
3 razy	„jazda w dół”
Sygnały porozumiewawcze:	
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	„samo jadący” (hcz sygnalisty) 30 s przerwy
6 + 1 razy	„wolny kubel”
6 + 2 razy	„powietrze sprężone puścić”
	„powietrze sprężone zatrzymać”
6 + 4 razy	„opuścić materiał budowlany (cegłę, betonity)”
6 + 6 razy	„opuścić beton lub zaprawę”
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 + 1 razy	„wentylator wstrzymać”
10 + 2 razy	„wentylator uruchomić”
13 razy	wzywanie dozoru
Sygnały zlokalizowane:	
3 + 3 + 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 I”
3 + 2 + 2 razy	„zatrzymać się na pomoście II” itd.
3 + 3 razy	„zatrzymać się w pomoście wiszącym”

Sygnały porozumiewawcze są sygnałami umownymi i dotyczą niektórych wskázówek związanych z jazdą kablem, pomostem wiszącym, odeskowaniem, jak rów-

niez szeregu innych czynności mających miejsce przy głębeniu szybu, np. puścić powietrze sprężone, uruchomić wentylator itp.

Sygnały zlokalizowane stosuje się do wykonywania specjalnych zadań w szybie.

Przykład stosowanych sygnałów podano w Tabl. 5.39.

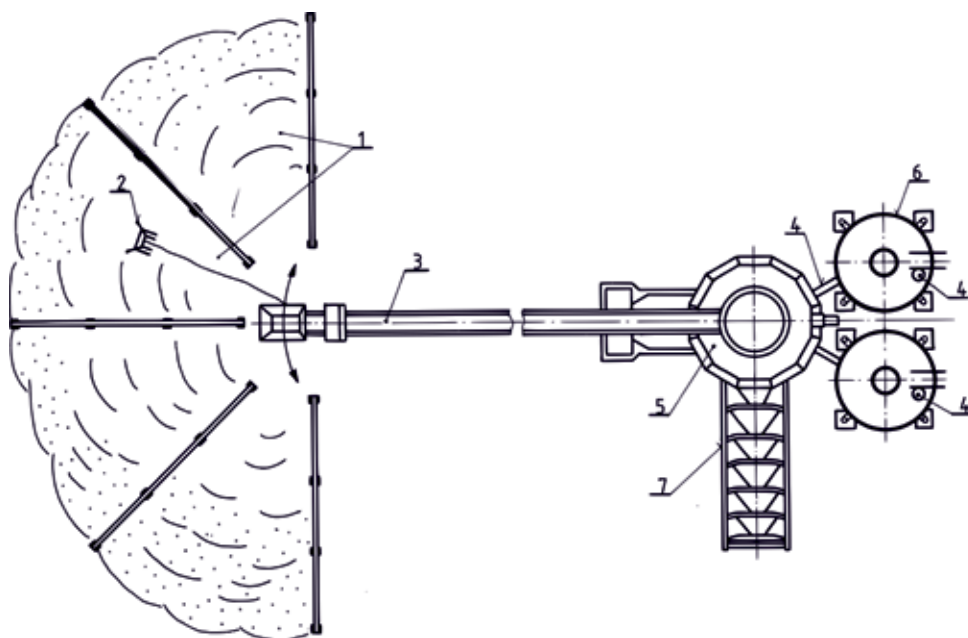
Do nadawania sygnałów związanych z przemieszczeniem pomostu wiszącego oraz odeskowania (szlamowania) instaluje się w szybie niezależną linkę biegnącą od nadajnika w miejscu obsługi kołowrotów wolnobieżnych pomostu wiszącego i odeskowania do dna szybu. Do tej sygnalizacji ustala się też oddzielne sygnały porozumiewawcze.

5.11. Urządzenia do przygotowania i transportu materiałów wsadowych oraz urobku na powierzchni

Głębenie szybu wymaga przetransportowania na powierzchni dużych ilości mas towarowych. Ilość ta zależna jest przede wszystkim od głębokości i średnicy szybu, a są to: maszyny i sprzęt do głębenia szybu, urobek z głębionego szybu oraz materiały wsadowe. Należyte zorganizowanie transportu zewnętrznego i wewnętrznego przy budowie szybu wpływa znacznie na postęp jego głębenia oraz koszty budowy.

Mechanizacja ładowania urobku w szybie, mechanizacja odbioru i wywozu urobku na powierzchni, mechanizacja transportu materiałów wsadowych i mechaniczne ich przygotowanie, transport i układanie obudowy obejmują dwie zasadnicze operacje przy głębeniu szybów – ładowanie skały oraz wykonywanie obudowy szybu.

Podstawowym materiałem wsadowym dla obudowy szybu jest beton. Istnieją dwie możliwości przygotowania i transportu masy betonowej. Pierwsza polega na korzystaniu z centralnych węzłów betonowych znajdujących się w pewnej odległości od szybu i przywiezieniu gotowej masy betonowej na określony czas układania obudowy betonowej w szybie (Rys. 5.44).



Rys. 5.44

W zależności od odległości centralnego węzła betonowego od szybu masa ta może być przywożona do szybu wywrotkami samochodowymi, gdy czas przejazdu wynosi do 30 minut, lub specjalnymi samochodami do transportu betonu z mechanicznym mieszaniem masy betonowej w czasie jazdy samochodu. W tym ostatnim przypadku czas dowozu gotowej masy może wynosić nawet do 2 h (w zależności od rodzaju betonu). W centralnych wytwórniach betonu obsługujących budowę grupy szybów stosowane są wytwórnie betonu o większej wydajności, np. Ho, 75/38/II. Drugi sposób polega na przywiezieniu na plac przyszybowy koleją lub samochodami poszczególnych składników betonu, kruszywa, piasku i cementu, i przygotowywanie na nim we własnym węźle potrzebnej masy betonowej (Rys. 4.18). Stosuje się tu wytwórnie betonu typu WB2-4/15, WB-3/30A i WB2-4/30.

Dane techniczne wymienionych wytwórni podano w Tabl. 5.40.

Tabl. 5.40. Dane techniczne wytwórni betonu

Wyszczególnienie	Typ wytwórni			
	WB2-4/15	WB2-3/30A	WB2-4/30	HO,75/38/II
Wydajność, m ³ /h	15	28–30	30	45
Cykl pracy, min	1,5	1–2	1–1,5	1,2
Zakres dozowania, kg	0–1000	0–2000	0–2000	0–25000
Pojemność zasypowa betoniarki, dm ³	500	1000	1000	1125
Liczba frakcji kruszywa	–4	3	4	5
Granulacja stosowanego kruszywa, mm	do 40	do 40	do 40	do 30

Na placu przyszybowym od miejsca składowania do lokalnego węzła betonowego poszczególne składniki betonu transportuje się przenośnikami taśmowymi budowlanymi lub górniczymi.

Charakterystykę techniczną tych przenośników podano w Tabl. 5.41.

Tabl. 5.41. Charakterystyka techniczna stosowanych przenośników

Charakterystyka	Typy przenośników				
	L 5	L 10	L 15	L 25	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 podnoszenia, m	2,2	4,0	6,5	10,0	–
Szybkość posuwu taśmy, m/s	1,0	2,2	3,0	4,0	22,0
Moc silnika, kW	1,1	2,2	3,0	4,0	22,0
Masa przenośnika, kg	200	400	2400	3000	–

Cement dostarczany jest niemal wyłącznie luzem i składowany w zbiornikach zabudowanych obok węzła betonowego, skąd podajnikami ślimakowymi lub pneumatycznie podawany jest do węzła. W zależności od potrzeb stosuje się zbiorniki na luzny cement o pojemności 25, 60, 120, 200 i 360 m³.

W zależności od potrzeb stosowane są betoniarki różnej wielkości i wydajności: wolnospadowe lub przeciwbieżne. Charakterystykę tych betoniarek podano w Tabl. 5.42.

Tabl. 4.42. Charakterystyka techniczna betoniarek

Charakterystyka	Typ betoniarek					
	wolnospadowe			przeciwbieżne		
Pojemność bębna, l	150	250	400	500	800	1000
Moc silnika, kW	1,5	4,0	5,5	11	20	17
Wysokość betoniarki:						
– długość, mm	2,25	2,50	2,85	3,04	–	–
– szerokość, mm	1,27	3,40	3,55	2,2	–	–
– wysokość, mm	2,0	2,65	2,76	1,75	–	–
Czas mieszania zarobu, min	4	2	2			
Masa, kg	850	1800	2100	3500	–	–
Wydajność, m ³ /h	2,25	4,0	10,0	10,0	8,0	30,0

W przypadku szybów o większej głębokości i obudowie o dużych wymaganiach wytrzymałościowych stosuje się zautomatyzowane węzły betonowe z wagowym dozowaniem składników zapewniającym przygotowanie masy o właściwych parametrach.

Zimą węzły te i składowiska kruszywa powinny być ocieplane w celu uzyskania odpowiedniej temperatury przygotowywanej masy betonowej. Musi również istnieć możliwość dodawania środków chemicznych, np. chlorku wapnia.

Urobek z głębinnych szybów wywozi się wywrotkami samochodowymi o pojemności 10 do 15 t lub na zwały kopalniane kolejną. W celu uniezależnienia odstawy pionowej urobku z dna szybu od odstawy poziomej na zwał stosuje się dwa rozwiązania; pierwsze polega na zabudowaniu na wysokości pomostu wysypowego zamykanego zbiornika na urobek, o pojemności kilku kubłów, z którego jest on opuszczany do podstawianych środków transportu. Drugie rozwiązanie polega na wysypywaniu urobku przez wysyp na składowisko przy wieży szybowej, skąd jest on następnie ładowany na przewóz szynowy kopalni bądź też na samochody wywrotki. Ładowanie urobku na samochody wywrotki odbywa się ładowarkami hydraulicznymi.

Charakterystykę stosowanych w polskim budownictwie szybowym ładowarek hydraulicznych podano w Tabl. 5.43.

Tabl. 5.43. Charakterystyka techniczna ładowarek hydraulicznych

Typ ładowarki	Pojemność łyżki m ³	Moc KM
Ł-31 Huta Stalowa Wola	2,5	193
Ł-34 Huta Stalowa Wola	3,4	220
ŁK-1 Fadroma Wrocław	2,0	115

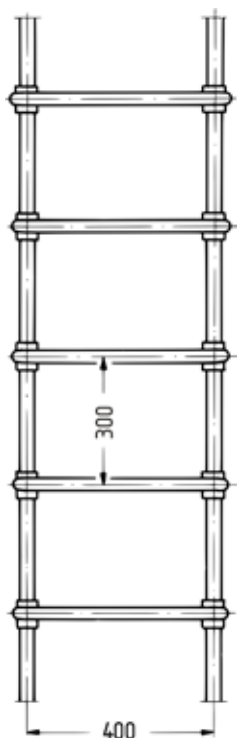
5.12. Wyjścia i wyciągi awaryjne

Zjazd i wyjazd ludzi z głębinowego szybu odbywa się w kubłach. W przypadku istnienia dwóch wyciągów zasilanych z niezależnych źródeł energii nie trzeba instalować innego wyjścia awaryjnego. W przypadku, gdy do głębinienia stosuje się pojedyncze urządzenie wyciągowe, wtedy należy zbudować przedział drabinowy bądź też zainstalować w szybie wyciąg awaryjny. Jako wyciąg awaryjny może służyć małe urządzenie wyciągowe z kubłem dochodzącym do pomostu wiszącego lub też specjalnego rodzaju wyciąg (Rys. 5.45).

Rys.5.45

Wyciąg awaryjny jest to zespół dwóch do trzech drabin stalowych przyczepionych do liny wyciągowej. Lina ta zaczepiona jest do kołowrotu na powierzchni. Wyciąg awaryjny wyposaża się w bariery ochronne zabezpieczające ludzi przed spadnięciem oraz w liny prowadnicze. Prędkość podnoszenia ludzi nie może przekraczać 0,5 m/s.

Dla awaryjnego wyjścia ludzi z dna szybu do stałego przedziału drabinowego lub na pomost wiszący służy drabina wisząca (Rys. 5.46) wykonana ze stalowych lin ϕ 20 mm. Przepisy górnicze zobowiązują do posiadania dwóch drabin wiszących w celu wyjścia na pomost wiszący, jeżeli w szybie zainstalowane jest jedno urządzenie wyciągowe.



Rys.5.46

W przypadku ładowania urobku ładowarką typu KS-2u drabinę wiszącą zwija się i umieszcza na pomoście wiszącym, opuszczając ją tylko w razie potrzeby.

5.13. 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 do wykonywania określonych zadań.

Na wyposażenie osobiste składają się: lampa akumulatorowa, pochłaniacze odpowiedniego typu (stosownie do istniejącego zagrożenia), pas bezpieczeństwa z linką przedłużającą, okulary ochronne. Do wyposażenia drużyny należą: poziomice, komplet kluczy maszynowych, łopaty, siekiery, piły, młotki murarskie, przymiary, kilofy. Do wyposażenia przodowego należy dodatkowo benzynowa lampa wskaźnikowa, a w szybach metanowych – metanomierz.

Brygada zabiera też do pracy wiertarki, młotki pneumatyczne i węże gumowe. Dane dotyczące węży gumowych używanych przy głębieniu szybów podano w Tabl. 5.44.

Tabl. 5.44

Górnik szybowy, pracujący w warunkach ustawicznego dopływu wody, musi być należycie zabezpieczony odzieżą ochronną. Na odzież ochronną składają się: buty gumowe do kolan, hełm, ubranie nieprzemakalne (spodnie i bluza), kaptur oraz rękawice. Szczególnie ważne zadanie spełnia właściwe ubranie ochronne. Powinno ono zabezpieczać górnika przed przemoczeniem, a równocześnie musi być lekkie i nie krępować 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, owrzodzenie, przeziębienia i inne choroby powstałe w ich konsekwencji.

Ważnym elementem wyposażenia osobistego górnika szybowego jest pas bezpieczeństwa stosowany przy różnych pracach, np. montaż rur, lutni, zbrojenia. Dla zapewnienia należytej swobody ruchów stosuje się linki przedłużające do pasów bezpieczeństwa. Dla zabezpieczenia górników przed szkodliwym działaniem pyłów przy wierceniu otworów strzałkowych stosuje się maski przeciwpyłowe, a dla zabezpieczenia słuchu w czasie wiercenia otworów strzałkowych – odpowiednie tłumiki. Przy pracach cementacyjnych i innych, podczas których występują rozbryzgi zaprawy cementowej (iniekcja, torkretowanie), stosuje się okulary ochronne.

6. Urabianie skał

6.1. Sposoby wykonywania wyłomu i obudowy

Biorąc pod uwagę własności skał górotworu szyby można głębić:

- w skałach miękkich, zezwalających na ich urabianie i wybieranie narzędziami lub urządzeniami mechanicznymi;
- w skałach zwięzłych, wymagających stosowania materiałów wybuchowych.

W czasie głębenia szybu rozróżnia się trzy zasadnicze operacje:

- urabianie i wybieranie skały;
- wykonywanie obudowy ostatecznej;
- zbrojenie szybu.

Rozłożenie wymienionych operacji w czasie może być różne, gdyż:

– szyb można głębić odcinkami (zabierkami); przy czym urabianie i wybieranie skały oraz wznoszenie obudowy ostatecznej może odbywać się na danym odcinku w różnym, kolejno po sobie następującym czasie; sposób ten nosi nazwę szeregowego;

– szyb można głębić przy równoczesnym urabianiu, ładowaniu skały oraz wykonywaniu obudowy ostatecznej na 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; nosi on nazwę urabiania i obudowywania segmentami;

– szyb można głębić przy równoczesnym urabianiu, ładowaniu skały i wykonywaniu obudowy ostatecznej, lecz na różnych odcinkach szybu; sposób ten nosi nazwę równoległego;

– szyb można głębić z zastosowaniem pomocniczych otworów wiertniczych.

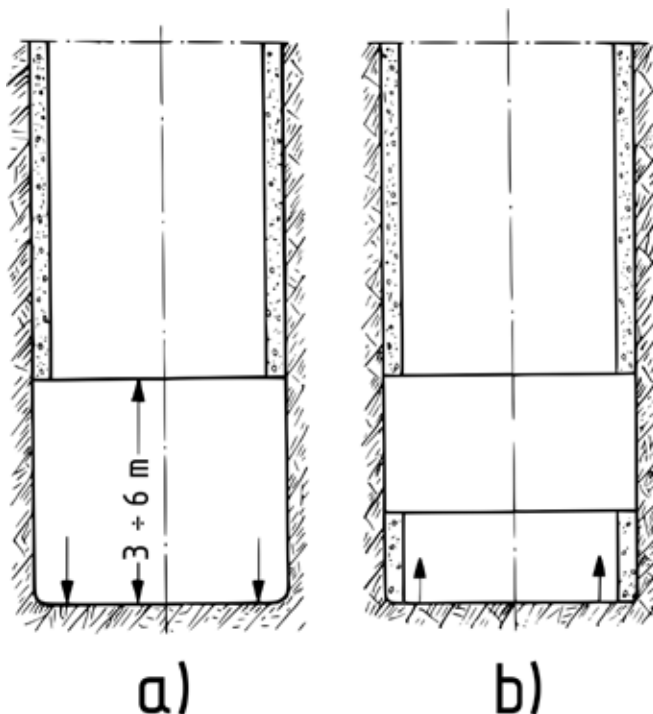
Zbrojenie szybu może być prowadzone równocześnie z wykonywaniem obudowy ostatecznej, kolejno (w pewnym odstępie od przodku szybowego) lub po ukończeniu całości głębenia szybu.

6.1.1. Szeregowy sposób głębenia szybu

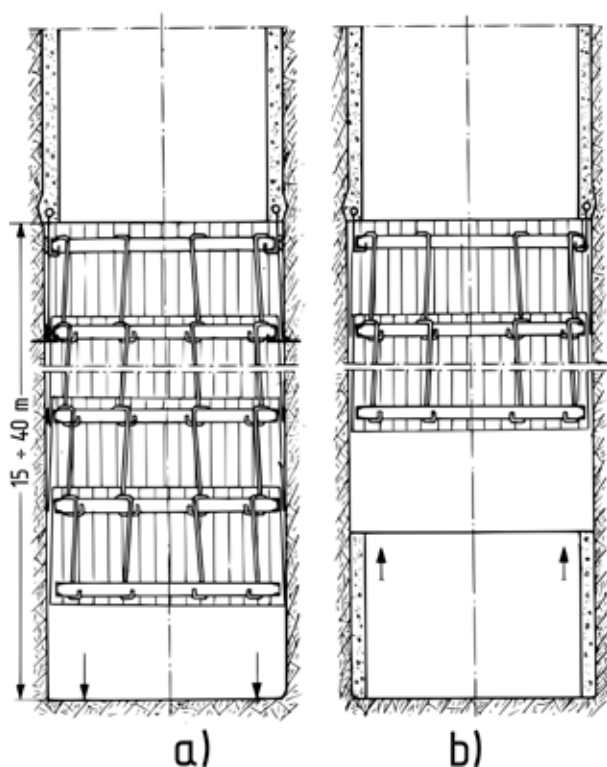
Sposób ten jest najczęściej stosowany w praktyce. Głębenie szybu prowadzi się stopniowo, odcinkami krótkimi o długości 3 do 6 m, które nie wymagają obudowy tymczasowej lub odcinkami do kilkudziesięciu metrów z obudową tymczasową. W przypadku stosowania obudowy tymczasowej, tzw. wstępnej, odcinki te mogą dochodzić nawet do 300 m.

W związku z tym szeregowy sposób głębenia szybu można podzielić dodatkowo na szeregowy sposób głębenia krótkimi odcinkami (zabierkami) i szeregowy sposób głębenia szybu długimi odcinkami.

W sposobie szeregowym w każdym odcinku, poczynając od górnego, prowadzi się wpięrowanie skały, a następnie wykonuje się obudowę ostateczną. W czasie wykonywania tej czynności roboty przy urabianiu i ładowaniu są zatrzymane. Poszczególne fazy tego sposobu głębenia przedstawiono na rysunkach (Rys. 6.1 dla krótkich, Rys. 6.2 – dla długich odcinków).



Rys. 6.1. Schemat głębenia szybu krótkimi odcinkami.
a – urabianie skały, b – wznoszenie obudowy



Rys. 6.2. Schemat głębenia szybu długimi odcinkami.
a – urabianie skały, b – wznoszenie obudowy

W przypadku głębenia szybu krótkimi odcinkami urabia się skałę na odcinku długości do 6 m, zależnie od wytrzymałości skały. Ociosów szybu nie zabezpiecza się obudową tymczasową, lecz jedynie przeprowadza się staranną obrywkę. Rolę tymczasowej obudowy ociosów może odgrywać stalowe odeskowanie obudow, które pełni funkcję płaszcza ochronnego zabezpieczającego przodek przed spadaniem odłamków z ociosu, a które opuszcza się w miarę wybierania skały z przodku.

Po zgłębieniu odcinka 2 do 6 m (najczęściej 4,0 m) przerywa się urabianie i wykonuje się obudowę ostateczną. Obecnie jest nią najczęściej obudowa betonowa wykonana za pomocą podwieszanego na linach odeskowania, przemieszczanego w dół w miarę postępu przodku.

Przy głębeniu szybu długimi odcinkami urabia się skałę na odcinku od kilku do kilkudziesięciu lub nawet kilkuset metrów. Ociosy szybu zabezpiecza się obu-

obudowę tymczasową lub wstępną. Różnica między obudową tymczasową i wstępną polega na tym, że obudowę tymczasową usuwa się (w miarę możliwości) w czasie wznoszenia obudowy ostatecznej. Obudowy wstępnej natomiast nie buduje się. Pod względem konstrukcyjnym wlicza się ją zwykle do obudowy ostatecznej. Obudowa tymczasowa może być wykonana z pierścieni stalowych i okładzin z siatki lub blach, z kotwi wklejanych i siatki. Obudowę wstępną wykonuje się z cegły, prefabrykowanych elementów betonowych lub z betonu monolitycznego.

Szeregowy sposób głębenia szybu charakteryzuje okresowe zatrzymywanie urabiania i ładowania w przodku na czas wznoszenia obudowy ostatecznej. Ta okresowa zmiana szeregu czynności powoduje znaczne straty czasu i związane z tym zmniejszenie wydajności pracy. Występuje to szczególnie przy sposobie głębenia szybu krótkimi odcinkami. Przy metodzie głębenia szybu długimi odcinkami zachodzi konieczność montowania lub przystosowania odeskowania do wznoszenia obudowy ostatecznej oraz demontażu i ponownego montażu przewodów powietrza sprężonego, lutni, a niekiedy i przebudowania całego systemu odwadniania przodku.

Szeregowy sposób głębenia szybu krótkimi odcinkami od 2 do 3 m stosuje się w skałach o mniejszej zwięzłości, natomiast od 3 do 6 m – w skałach o większej zwięzłości. Szeregowy sposób głębenia szybów długimi odcinkami może być stosowany w skałach dostatecznie wytrzymałą obudowę tymczasową (wstępną), najczęściej z bloków betonowych, tzw. paneli.

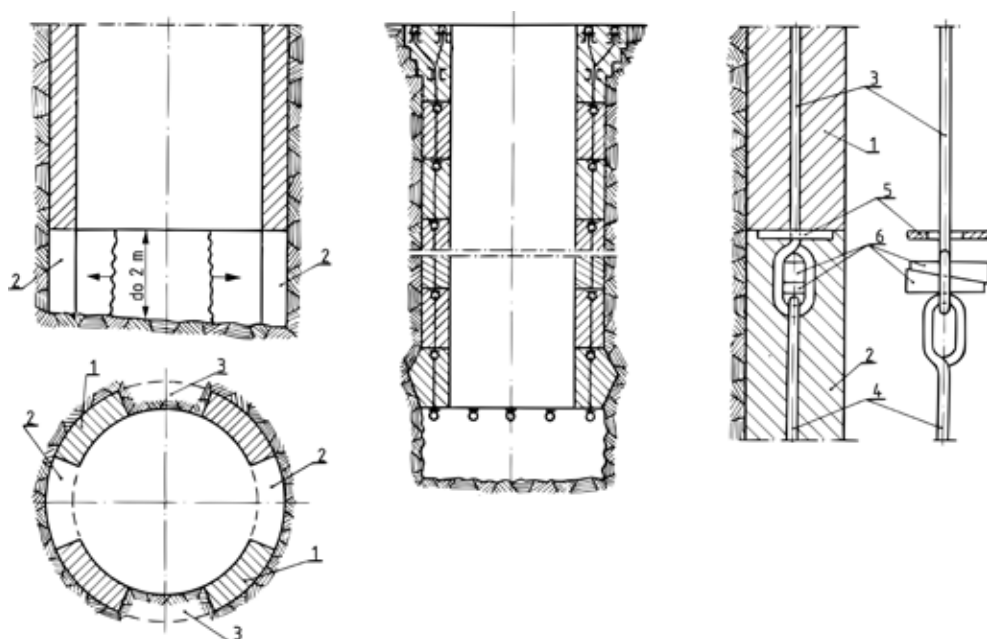
6.1.2. Głębenie szybu z równoczesnym urabianiem i wykonaniem obudowy ostatecznej

W polskim budownictwie szybowym sposób urabiania i obudowywania segmentami jest najbardziej rozpowszechniony przy głębeniu szybów w sypkich i luźnych skałach górotworu. Pewną modyfikacją tego sposobu jest wybieranie skały i wykonywanie obudowy sposobem spiralnym. Sposób równoczesnego urabiania i wykonywania obudowy ostatecznej ma miejsce również wtedy, gdy obudowę ostateczną drewnianą lub z elementów stalowych stawia się 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 tego sposobu głębenia szybu na poziomie, na którym było to przewidywane.

W przypadku głębenia i obudowywania szybu segmentami wykonuje się wpierr wyłom skały o głębokości 1,2 do 2,0 m i średnicy równej światłu szybu. Następnie odwód szybu dzieli się na cztery do ośmiu segmentów i urabia się skalę w dwóch przeciwległych segmentach (Rys. 6.3) na grubość muru.



Rys. 6.3. Głębenie szybu segmentami.

1 - segmenty wybrane i zamurowane, 2 - segmenty wybrane, 3 - segmenty niewybrane.

Rys. 6.4. Głębenie szybu z obudową podwieszaną.

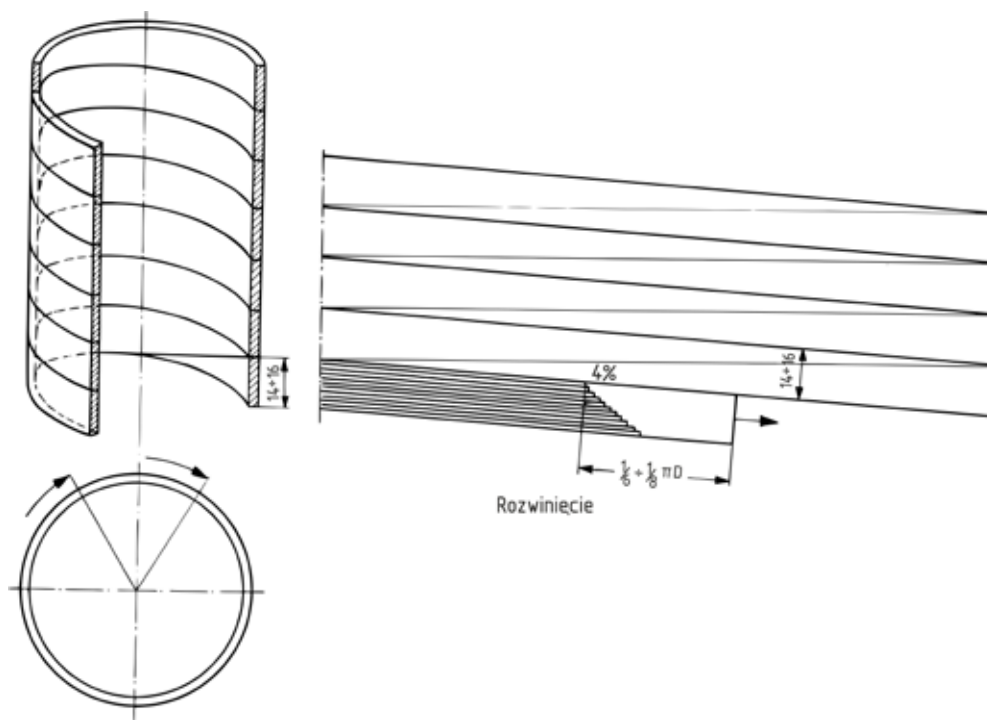
Po wybieraniu skały z dwóch segmentów część załogi wykonuje w nich obudowę, część zaś urabia skalę w pozostałych segmentach, usytuowanych w stosunku do poprzednich możliwie pod kątem 90°. Na bocznych ścianach pionowych wymurowanych segmentów pozostawia się zazębienia z cegieł w celu powiązania z sąsiednim segmentem. Głębenie szybu tym sposobem prowadzi się w skałach sypkich i plastycznych, gdy wytrzymałość skał nie jest dostateczna i nie zezwala na wybie-

ranie skały na całym obwodzie. Poza tym skały sypkie i plastyczne poprzez tarcie jej powierzchni cylindrycznej o ociosy skalne nie stwarzają dodatkowego oparcia dla obudowy szybowej. Może wtedy dojść do pęknięć poziomych i obsunięcia się całego pierścienia obudowy. Dla uniknięcia tego rodzaju niebezpieczeństwa zagęszcza się rozmieszczenie stóp szybowych, pozostawiając między nimi odstępy 10 do 15 m.

W przypadku występowania skał sypkich, plastycznych i zawilgoconych, gdy tarcie pomiędzy murem a skałą jest minimalne, stosuje się podwieszanie obudowy ostatecznej na cięgłach (Rys. 6.4). Cięgła 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. Liczba i średnica cięgł powinny być tak dobrane, aby mogły wytrzymywać obciążenie ciężaru obudowy na odcinku pomiędzy jedną stopą a drugą. Poszczególne cięgła mają długość od 10 do 15 cm większą od długości zabierki. Cięgła zakończone są hakami do połączenia z cięgłami zabudowanymi w wyższym odcinku. W celu usztywnienia połączenia po założeniu cięgła zakłada się w dno haka klin. Połączenie tego rodzaju przedstawiono na Rys. 6.5. Czasami poszczególne cięgła łączy się śrubami. Zapewnia to większą sztywność niż połączenie hakami.

Rys. 6.5. Sposób usztywnienia połączenia cięgł obudowy podwieszanej.
1 – stary odcinek muru, 2 – nowy odcinek muru, 3 – cięgła górne, 4 – cięgła dolne, 5 – blokada węzłowa, 6 – kliny stalowe.

W celu zwiększenia powierzchni nośnej i włączenia wszystkich cięgł do wspólnej pracy łączy się je w miejscach połączenia haka blachami węzłowymi. W czasie prowadzenia obudowy podwieszanej ważne jest, aby cięgła były należycie zalane zaprawą oraz dobrze rozklinowane. W polskim budownictwie szybowym sposoby głębienia szybu segmentami bywają dość często stosowane w sypkich i plastycznych skałach czwarto- i trzeciorzędowych. Uzyskiwane miesięczne postępy głębienia wynoszą do dwudziestu kilku do trzydziestu kilku metrów. Skałę urabia się ręcznie łopatami lub młotkami pneumatycznymi z zastosowaniem grotów o łopatkowym kształcie.



Rys. 6.6. Głębianie i wykonywanie obudowy sposobem spiralnym.

Głębianie szybu i wykonywanie obudowy sposobem spiralnym (śrubowym) polega na równoczesnym głębianiu (urabianiu i wybieraniu skały) oraz na wykonaniu obudowy (Rys. 6.6). Dno głębianego szybu oraz warstwy cegieł lub betonitów (w przeciwieństwie do sposobu urabiania i obudowywania segmentami) są nachylone do poziomu o ok. 4%. Przy tym sposobie głębiania ociosy szybu nie są nigdy odsłonięte na większej długości niż 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 skale na długości do 7/8 całego obwodu, co uniemożliwia jej pękanie.

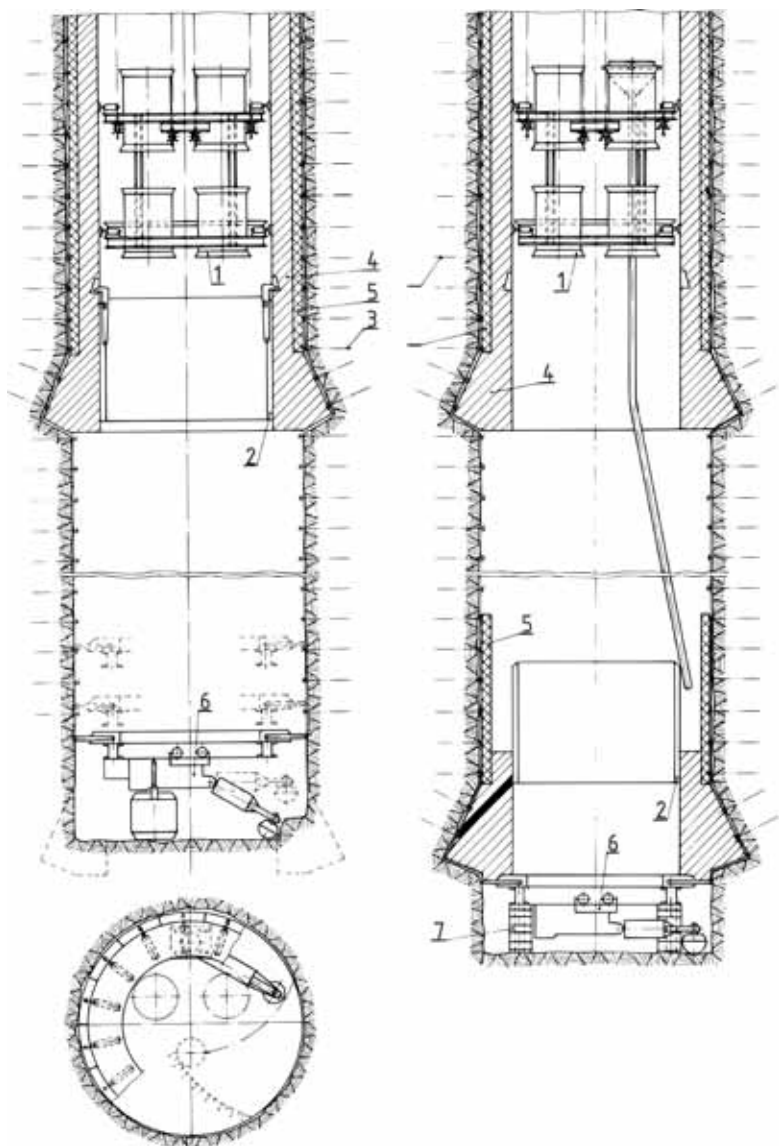
Sposób ten stosowany był przy głębianiu szybów w skałach sypkich i plastycznych w Ostrawsko-Karwińskim Zagłębiu Węglowym (CSRS).

Sposób równoczesnego głębiania i stawiania obudowy z góry w dół bywa stosowany przy zakładaniu podwieszanej obudowy drewnianej lub czasem przy obudowie szybu metalowymi segmentami. Skałę urabia się na głębokość odpowiadającą

odległości między dwoma sąsiednimi wieńcami obudowy drewnianej 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 podwieszoną buduje się w pewnej odległości od przodku w celu uniknięcia jej niszczenia w czasie strzelania. W odróżnieniu od poprzednich sposobów nie ma tu wyraźnego podziału na segmenty, lecz skałę wybiera się z zależności od jej zwięzłości i możliwości założenia poszczególnych elementów obudowy, które muszą być montowane w całości. Ten sposób głębienia szybu nie wymaga zakładania obudowy tymczasowej.

6.1.3. Równoległy sposób głębienia szybu

Głębienie szybu tym sposobem prowadzi się przy średnicy większej niż 6,0 m oraz głębokości przekraczającej 400 m. Dwie podstawowe operacje głębienia szybu, urabianie oraz wznoszenie obudowy ostatecznej, prowadzi się nie kolejno po sobie, lecz równocześnie na różnych z góry ustalonych odcinkach szybu, przy czym obudowę ostateczną wznosi się w odległości jednego odcinka wybierania nad dnem szybu (Rys. 6.7).



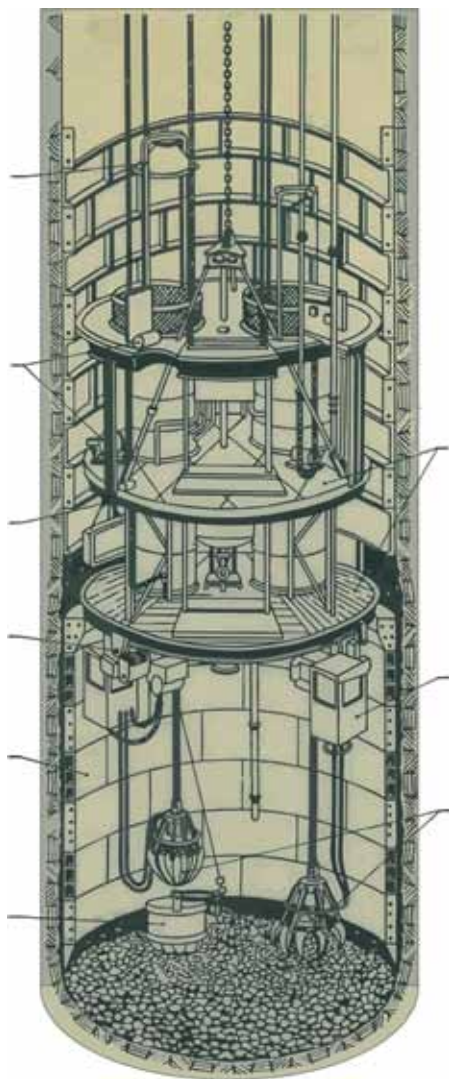
Rys. 6.7. Głębianie szybu sposobem równoległym z urabianiem górotworu kombajnem.
 1 – pomost wiszący, 2 – odeskowanie do wznoszenia obudowy, 3 – obudowa kotwowa (kotwie POKS-6c o długości 1,6 m), 4 – obudowa ostateczna z betonu, 5 – obudowa upodabniająca z pianogazosylikatów, 6 – kombajn, 7 – kaszty drewniane.

Przebieg poszczególnych operacji w jednym cyklu jest następujący: przodek szybowy głębi się 12 do 15 m poniżej miejsca, gdzie ma być założona stopa szy-

bową. Następnie wykonuje się stopę szybową z pomostu wiszącego opuszczonego do poziomu posadowienia stopy. Na okres wykonywania i twardnienia stopy roboty w przodku poniżej pomostu wiszącego przerywa się. Po stwardnieniu stopy wykonuje się z pomostu obudowę szybu w górnym, poprzednio zagłębionym odcinku. Pod pomostem druga część załogi wykonuje głębienie szybu, zabezpieczając ociosy obudową tymczasową.

Dawniej obudowa tymczasowa składała się z pierścieni ze stali ceowej i blaszanych okładzin. Obecnie okładziny zastępuje się siatką drucianą, sam zaś ocios zabezpiecza się obudową kotwiovą. W słabszych skałach stosuje się obudowę mieszaną w postaci pierścieni stalowych i siatki, przy czym zarówno pierścienie, jak i siatki kotwi się do ściany szybu.

Prace przy głębieniu dolnego odcinka szybu powinny być ukończone równocześnie z zakończeniem stawiania obudowy ostatecznej w górnej części szybu. Starannie przestrzegane cykle pracy w bezpośredni sposób zapewniają przechodzenie załogi wznoszącej obudowę oraz urabiającej skałę z jednego odcinka do drugiego.



**Rys. 6.8. Głębianie szybu sposobem równoległym z tarczą. 1 – pomost wiszący, 2 – przesuwница kabiny ładowarek, 3 – ładowarki, 4 – kabina operatora, 5 – przesuwna osłona, 6 – urządzenie do podwieszania tubingów żelbetowych, 7 – podwieszany tubing obudowy ostatecznej, 8 – ku-
bel, 9 – sanki prowadnicze.**

Sposób równoległego głębiania szybu z tarczą (Rys. 6.8) polega na tym, że poniżej pomostu wiszącego zamontowana jest kilkunastometrowej długości stalowa osłona (tarcza) zabezpieczająca dno szybu przed opadaniem odłamków skały odspojonych z ociosów. Tarczę tę przemieszcza się na linach w miarę postępu przodka.

Załoga zatrudniona na pomoście wykonuje obudowę ostateczną, najczęściej betonową z pomostu wiszącego. Istotną kwestię stanowi tu również należyte zsynchronizowanie postępu głębienia z postępowaniem wznoszenia obudowy.

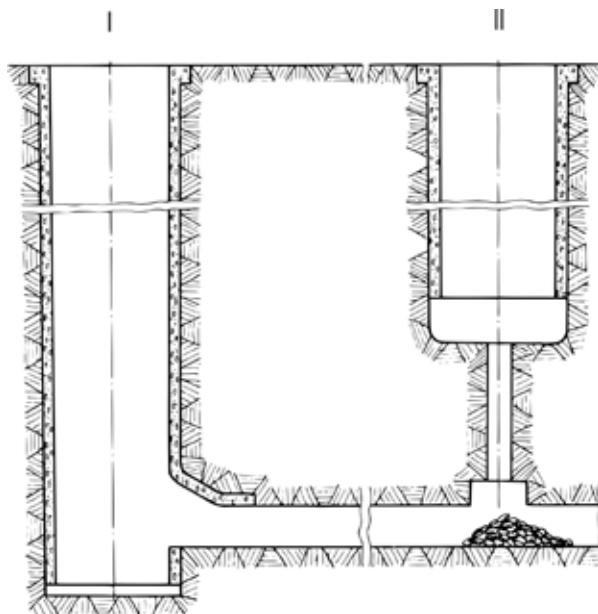
Warunkiem osiągnięcia pozytywnych rezultatów przy równoległym sposobie głębienia są odpowiednie warunki geologiczne (dostatecznie wytrzymałe skały, bez zaburzeń geologicznych) oraz dopływ wody wynoszący od 100 do 200 dm³/min.

Równoległy sposób głębienia wymaga dużej liczby maszyn i urządzeń, których własności techniczne muszą być wzajemnie powiązane.

6.1.4. Głębienie szybu z zastosowaniem pomocniczych otworów wiertniczych

Postęp w wierceniach wielkośrednicowych skłania do wykorzystania go do przygłębianiu szybów. Istnieją dwa sposoby wykorzystania pomocniczych otworów wielkośrednicowych przy głębieniu szybów.

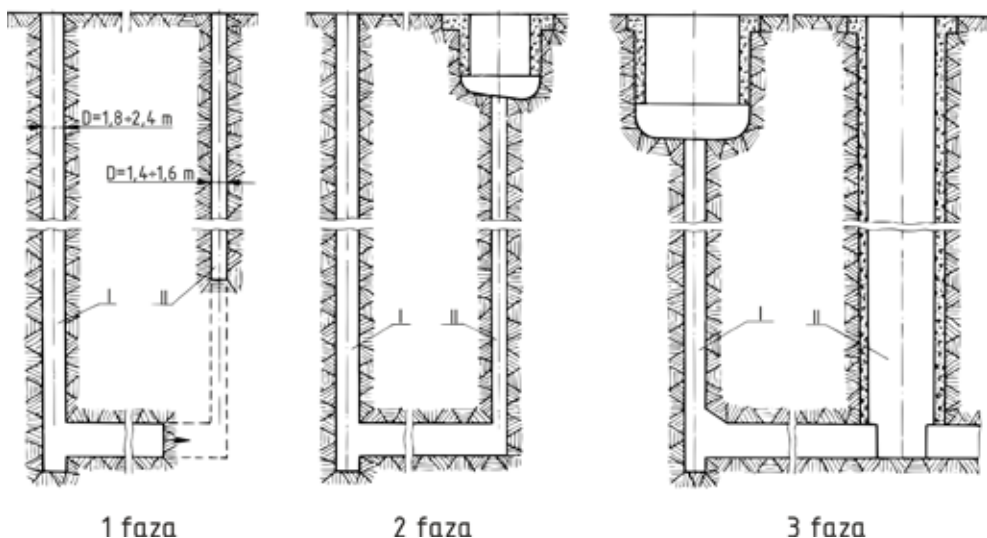
Sposób pierwszy polega na współdziałaniu dwóch blisko siebie położonych szybów (szyby bliźniacze). Szyb pierwszy (I) głębi się zwykłym sposobem (Rys. 6.9).



Rys. 6.9. Głębienie szybu z zastosowaniem otworu o dużej średnicy w jednym szybie.

Przebijanie drugiego szybu (II) rozpoczyna się od wykonania otworów o średnicy 0,3 do 0,5 m w środku zaprojektowanego szybu. Równocześnie spod wykonane go już zwykłym sposobem szybu prowadzi się przekop do przebicia z odwiertem. Z chwilą odwiercenia otworu i uzyskania połączenia przekopem z pierwszym szybem przystępuje się do poszerzania szybu do normalnych wymiarów, posuwając się z góry w dół. Urabianą skałę opuszcza się otworem w dół przekopu łączącego oba szyby. Tam skałę ładuje się do wozów, a następnie wyciąga pierwszym, już zagłębionym szybem na powierzchnię.

Sposób drugi polega na tym, że oba szyby przebija się przy wykorzystaniu pomocniczych otworów. Pokazane na Rys. 6.10 kolejność robót polega na wywierceniu otworu o średnicy 1,8 do 2,4 m w środku zaprojektowanego szybu głównego I; spod tego otworu prowadzi się na poziomie podszybia przekop poziomy do miejsca przebicia się otworem o średnicy 1,4 do 1,6 m, wierconym w środku drugiego szybu II. Po wykonaniu połączenia na poziomie podszybia pod odwiertem szybu pomocniczego urządza się zbiornik (komorę). Z kolei przystępuje się do rozszerzenia szybu pomocniczego, urządza się w nim wyciąg i przystępuje się do rozszerzania szybu głównego. Skałę urobioną przy rozszerzaniu tego szybu odstawia się w wozach do szybu pomocniczego i urządzonym w nim wyciągiem wydobywa się ją na powierzchnię.



Rys. 6.10. Głębianie szybów z zastosowaniem otworów o dużej średnicy w obu szybach.

6.2. Ręczne urabianie i ładowanie skały

Ręczne urabianie i ładowanie skały stosuje się obecnie rzadko i to tylko w skałach sypkich, plastycznych i luźnych. Przypadki takie zachodzą przy głębianiu szybu w warstwach utworów czwarto- i trzeciorzędowych. Czasami również skały karbońskie (miękkie węgle i łupki) urabia się ręcznie.

W górnych warstwach nadkładowych, gdy piaski, gliny i ropy nie wykazują dużej zwięzłości, urabianie ręczne (rydlami) jest uzasadnione ekonomicznie. Należy jednak stwierdzić, że ten sposób urabiania nie jest najłatwiejszy ze względu na małą spoistość skał, co powoduje osuwanie się ociosów. Zwykle prace urabiania organizuje się tak, że wprawdzie wybiera się skałę pośrodku szybu na głębokość rydla (0,3 do 0,5 m), a następnie posuwa się ekscentrycznie od środka ku ociosom szybu. Przy zwięzłych przerostach stosuje się kilofy jednostronne. Po wybraniu skały w świetle szybu na głębokości 1,20 do 1,50 m przystępuje się do wybierania skały pod murem. W zależności od przyjętego sposobu urabiania skałę urabia się segmentami bądź też wybiera się ją na całym obwodzie pod murem.

Obecnie ręczne urabianie skały rydlem zastępuje się urabianiem młotkami pneumatycznymi zaopatrzonymi w groty łopatkowe lub spiczaste. Zazwyczaj do urabiania skały w dnie szybu stosuje się młotki ciężkie, a do wyrównania ociosów – młotki

lżejsze. Charakterystykę stosowanych młotków pneumatycznych podano w Tabl. 6.1.

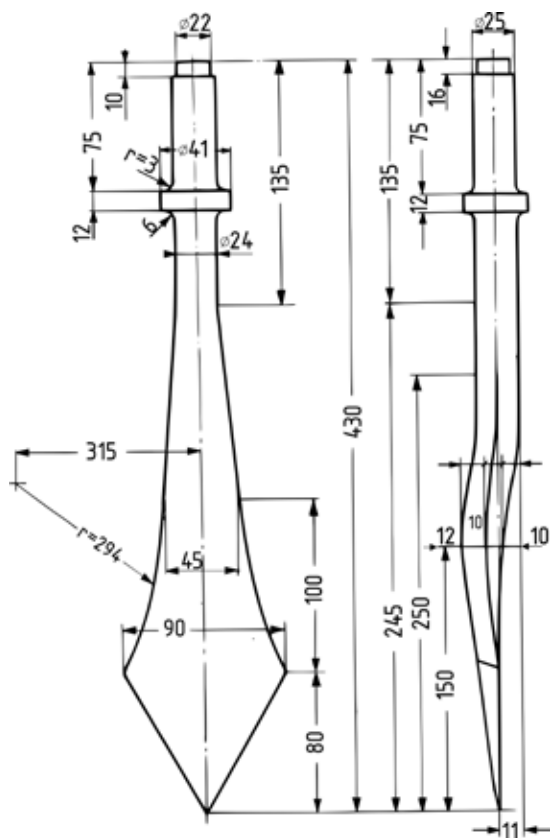
Tabl. 6.1. Charakterystyka młotków pneumatycznych górniczych

Starej konstrukcji							
Parametry		Typ młotka					
		MPS-7	MPS-9	MPU-11	MP-26	BA-26 (Austria)	
Energia uderzenia, Nm		17	28	34			
Moc, KM		0,58	0,72	0,45	1,7	–	
Liczba uderzeń, 1/min		1550	1140	580	800	800	
Ciśnienie powietrza sprężonego, MN/m ²		0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	
Zużycie powietrza, m ³ /min		0,9	0,95	1,2	1,2	1,2	
Długość młotka, mm		462	525	670	690	–	
Średnica bijaka, mm		36	38	186	50	50	
Średnica węża doprowadzającego po- wietrze sprężone, mm		16	16	16	19	19	
Uchwyt grotu, mm		φ 22 × 70	φ 25 × 75	φ 25 × 75			
Masa młotka, kg		–	4,4	11,7	25,6	27	

Produkowanych wg normy PN-69/G-56300							
Wielkość młotka	Masa młotka	Energia udaru na bijaka	Liczba udarów	Długość młotka	Oznaczenie młotka	Jednostkowe zu- życie powietrza sprężonego	Ciśnienie no- minalne
	kg	N·m		Mm		m ³ /min·KW	MN/m ²
7	7,0	17,0	1600	450	MP-7	0,4	1,1
8	8,0	21,0	1300	480	MP-8		
9	9,0	28,0	1100	540	MP-9		
10	10,0	33,0	1000	570	MP-10		
13	12,5	45,0	650	670	MP-13		

Urabianie ciężkimi młotkami pneumatycznymi jest stosowane w przypadku bardziej zwięzłych skał. Natomiast dla skał średniej twardości, tzn. dla skał z trudnością urabiania ręcznymi narzędziami, konieczne jest zastosowanie lżejszych młotków pneumatycznych (gdy siła udaru jest duża, to grot zbyt szybko zagłębia się w skałę). Zastosowanie zamiast grotów spiczastych grotów łopatkowych (wąskich i szerokich) zwiększa efekty urabiania i zmniejsza zaklinowywanie grotów.

Przy urabianiu skały z góry w dół w zarysie światła szybu urabianie nie następuje z trudności i wydajność pracy jest dobra. Jednak z chwilą przejścia do urabiania skały pod murem wydajność zaczyna maleć. Za jedną z przyczyn zmniejszenia się wydajności należy uważać zmianę dotychczasowego systemu pracy młotkami. Młotek nie jest opierany (jak poprzednio) na skale, lecz podnoszony do góry i trzymany 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. Dlatego praca będzie wydajniejsza w przypadku zastosowania ukośnych grotów łopatkowych (Rys. 6.11). Praca nimi jest lżejsza, gdyż nie zagłębiają się one w skałę tak ukośnie jak groty proste. Urabianie tego rodzaju grotami jest mniej męczące, gdyż młotek może być trzymany w pozycji zbliżonej do pionowej.



Rys. 6.11. Ukośne groty łopatkowe.

Dużym utrudnieniem przy głębieniu szybu w skałach gliniastych i ilastych jest woda. Spływająca na dno szybu woda oprócz pęcznienia ilów powoduje powstanie 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 liczby urabiających do ładujących powinien wynosić 1 : 2, przy średnich 1 : 1, a przy bardziej zwężłych 2 : 1.

Prawidłowo zorganizowane urabianie młotkami pneumatycznymi daje dobre efekty i zapewnia pracę bez przerw. Średnie postępy głębienia szybów wynoszą w tych przypadkach od 25 do 30 m/miesiąc, a maksymalnie – od 50 do 60 m/miesiąc.

Ręczne ładowanie urobku w szybach przy urabianiu skały materiałami wybuchowymi stosuje się obecnie bardzo rzadko. Zostało ono wyeliminowane przez ładowanie mechaniczne. Tylko w wyjątkowych przypadkach, np. przy pogłębianiu niewielkich odcinków szybu (rząpi, zdejmowaniu półek skalnych, małych wlotów podszybi i komór), gdy nie ma możliwości zabudowania ładowarek mechanicznych, stosuje się ładowanie ręczne. Ręczne ładowanie urobku w przodku szybowym rozpoczyna się od ładowania do kubłów dostatecznie rozdrobnionego urobku. W czasie tej czynności część załogi rozbija młotkami pneumatycznymi duże, niedostatecznie rozdrobnione bryły skalne.

Urobek ładuje się łopatami (tzw. do kamienia); ich ładowność wynosi ok. 8 kg, a ich masa – 2 kg. Stylisko do łopaty o przekroju okrągłym powinno być wykonane z drewna bukowego, jesionowego lub akacjowego. Stylisko powinno być wycięte z calizny pnia równoległe do włókien.

Wydajność pracy przy ręcznym ładowaniu urobku skalnego do kubłów zależy od stopnia i równomierności skały, wysokości kubła, dopływu wody do przodku, odpowiednich narzędzi i organizacji pracy. Największą wydajność ładowania uzyskuje się przy drobnym jednolitym urobku, który można bezpośrednio (w całości) ładować łopatami do kubła, i przy dużych kawałach skały, które można ładować do kubła rękami. Zwiększenie wysokości kubła powoduje zmniejszenie wydajności ładowania. W celu ułatwienia ładowania i zwiększenia wydajności stosuje się kubły niskie, lecz o większej średnicy. Dobre rezultaty daje również wybranie na początku ładowania wgłębienia w masie urobku, w które ustawia się kubel po spuszczeniu go na dno szybu. Siąpienie wody w szybie, jak również spływanie jej strugami po

obudowie i ociosie, wpływa niekorzystnie na wydajność ładowania. Zawodniony urobek zsuwa się z łopat, a praca mokrymi narzędziami jest bardziej uciążliwa.

W celu ułatwienia ładowania stosuje się blachy o wymiarach $0,5 \times 0,5$ m i grubości 4 do 6 mm. Na blachy te jeden ładowacz nagarnia urobek jednostronnym kilofem lub łopata, a drugi ładuje. Największą wydajność ładowania ręcznego uzyskuje się, gdy powierzchnia dna szybowego przypadającego na jednego górnika wynosi ok. $3,5 \text{ m}^2$.

6.3. Środki i roboty strzelnicze

Głębianie szybów zwykłym sposobem w skałach zwięzłych związane jest nieodłącznie z urabianiem skał za pomocą materiałów wybuchowych. Postęp robót przy głębianiu szybu jest w dużym stopniu zależny od prawidłowego prowadzenia robót strzelniczych w szybie. Należy je prowadzić tak, aby uzyskany poprzeczny przekrój szybu był zgodny z przekrojem przewidzianym w projekcie. Zmniejszone przez nieodpowiednio prowadzone roboty strzelnicze wymiary poprzeczne szybu w wyłomie mogą doprowadzić do zmniejszenia grubości obudowy lub (przy zgodnym z projektem wykonaniem obudowy) konieczności dodatkowego urabiania ociosów.

Przekrój szybu wykonany z nadmiarem w wyniku nieprawidłowo prowadzonych robót strzelniczych wymaga zwiększenia grubości obudowy, co powoduje dodatkowy koszt, zmniejszając jednocześnie postęp budowy szybu.

Odpowiednie rozdrabnianie skały ułatwia jej ładowanie, co decyduje o postępie głębiania 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 jak największe, aby uniknąć strat spowodowanych dodatkowymi wierceniami i zużyciem materiału wybuchowego.

6.3.1. Materiały wybuchowe i środki zapalcze

Rodzaj materiału wybuchowego (MW) stosowanego przy głębieniu szybów zależy od warunków, w jakich odbywa się głębienie. Na warunki te składają się przede wszystkim: rodzaj skały, dopływ wody, występowanie gazów wybuchowych oraz pyłu węglowego.

Przy głębieniu szybu stosuje się następujące materiały wybuchowe:

a) skalne:

- dynamity (w skałach zawodnionych),
- amonity (w skałach suchych);

b) węglowe:

- karbonity (w robotach węglowych bez zagrożenia metanowego, przy klasie A zagrożenia pyłowego, bez dopływu wody oraz przy klasie 3 zagrożenia pyłowego za zgodą OUG);

c) powietrzne:

- barbaryty (w robotach kamiennych, w warunkach zagrożenia metanowego),
- metanity (w robotach węglowych, w warunkach zagrożenia metanowego i pyłowego).

Własności techniczne najczęściej stosowanych przy głębieniu szybów MW podano w Tabl. 6.2.

Tabl. 6.2. Własności techniczne niektórych materiałów wybuchowych

Charakterystyka	Nazwa materiału wybuchowego				
	Barbaryt powietrzny W1	Karbonit węglowy D11H (wodoodporny)	Barbaryt powietrzny N2	Dynamit skalny 9G5	Dynamit skalny (wodoodporny) 10G5H
Skład chemiczny, %:					
– saletra granulowana mielona	44,5	81,8	36,0	60,0	60,0
– saletra sodowa	–	–	–	8,0	2,0
– mieszanina nitrogliceryny i nitroglikolu etylowego	31,0	–	21,0	24,0	25,0
– dwunitrotoluen	4,0	–	2,5	6,0	5,0
– bawełna kolodionowa	0,4	–	0,4	0,9	0,8
– sól kuchenna	30,0	8,0	40,0	–	–
– barwnik	0,1	–	0,1	–	–
– plastifikator	0,01	–	0,01	–	0,02
Barwa	Żółta	Szaro-żółta	Żółta	Fioletowa	–
Wydęcie w bloku ołowianym, cm ³					
Przenoszenie fali detonacyjnej, cm	186	261	177	326	–
Prędkość fali detonacyjnej, m/s					
Minimalna energia uderzeniowa	5	4	5	3 – 1	15 – 18
mogąca spowodować wybuch, N.m (k.Gm):	2089	2493	2495	1772	25 – 81
– nitroglikol etylenowy					
– środki hydrofolizujące					
– mieszanina mączki paździerzowej z produktami hydrolizy drewna	3,9 (0,4)	14,70 (1,5)	8,8 (99)	5,8 (0,6)	7,8 (0,8)
– nitroceluloza włóknista		3,0	–	–	–
– mączka drzewna		2,0	–	–	–
– tlenek żelaza		5,0	–	–	–
– megpradex		0,2	–	–	–
– stearynian wapnia		–	–	1,0	0,6
– siarczan baru			–	0,1	0,5
			–	–	0,1
			–	–	0,5
			–	–	5,0

Jako środki inicjujące przy prowadzeniu robót strzelniczych w szybach stosuje się wyłącznie zapalniki elektryczne (GZE). Produkuje się je wg normy BN-83/6094-43.02.

Ze względu na stopień bezpieczeństwa zapalniki podzielono na: skalne, węglowe, powietrzne.

Ze względu na czas zwłoki odpalania zapalniki dzieli się na momentalne i zwłoczne (czasowe), sekundowe, półsekundowe i milisekundowe.

Ze względu na budowę wyróżnia się zapalniki: normalne, wysokociśnieniowe, termoodporne, bezpieczne wobec prądów błędzących i antyelektrostatyczne.

Każdy rodzaj zapalników elektrycznych ma, zgodnie z dopuszczeniem do stosowania wydanym przez odpowiednie władze górnicze, właściwe parametry oraz uproszczoną nazwę w postaci symboli literowych, np. KZuPT-1A – powietrzny, momentalny, bezpieczny wobec prądów błędzących, 1-amperowy.

Dla uniknięcia pomyłek przy stosowaniu zapalników są one specjalnie oznakowane przez barwienie izolacji przewodów, znakowanie denka łuski oraz stosowanie numerowskazów przy zapalnikach zwłocznych. Wymienione oznakowania wyszczególnione są w kartach katalogowych poszczególnych typów zapalników. Normalne zapalniki mają przewody stalowe długości 2 m. Na życzenie mogą być produkowane zapalniki o dłuższych przewodach (co jest konieczne przy robotach szybowych), a przewody stalowe mogą być zastąpione przewodami miedzianymi. GZE bezpieczne wobec prądów błędzących mają wyłącznie miedziane przewody.

Charakterystykę techniczną produkowanych w Polsce zapalników elektrycznych podano w Tabl. 6.3.

Tabl. 6.3

Materiały wybuchowe zawieszinowe.

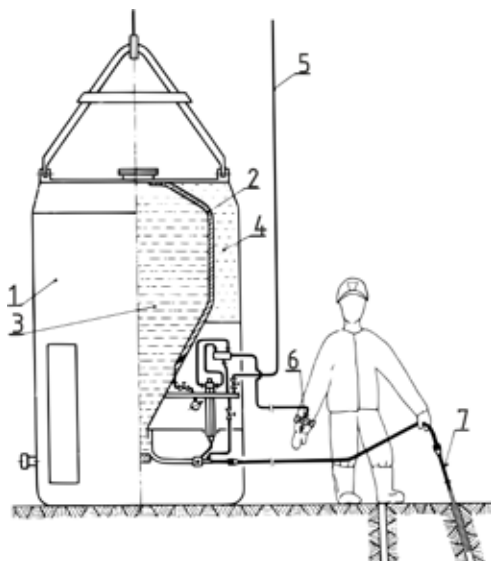
W celu poprawy wskaźników techniczno-ekonomicznych urabiania górotworu w latach 70. w polskim budownictwie szybowym wdrożono materiały wybuchowe półpłynne pod nazwą „saletrole” lub „hydroamonity”.

Charakterystyczne dane obecnie dostępnych MW zawieszinowych podano w Tabl. 6.4

Tabl. 6.4. Charakterystyczne dane „hydroamonitów” stosowanych przy głębieniu szybów

Wyszczególnienie	Rodzaj MW		
	Hydroamonit skalny 3	Hydroamonit skalny 1	Hydroamonit skalny 5
Prędkość detonacji, m/s	4500	3002	3492
Wydęcie w Bloku Trauzla, m ³	271	314	295
Barwa	srebrzysta	srebrzysta	srebrzysta
Wrażliwość na uderzenie, kG/m	5	5	5
Detonacja od splonki wzorcowej z ładunkiem, g	0,10	0,20	0,10
Dopuszczalny okres składowania, miesiące	2	2	2

Materiał wybuchowy zawieszinowy wymaga specjalnych środków transportu na powierzchni i pod ziemią. Do głębionego szybu transportuje się go specjalnym kublem, który służy jako pneumatyczny podajnik MW do otworów strzałowych (Rys. 6.12).



Rys. 6.12. Pneumatyczny podajnik hydroamonitu. 1 – kibel, 2 – zbiornik MW, 3 – MW zawieszinowy, 4 – izolacja cieplna, 5 – wąż powietrza sprężonego, 6 – zawór sterujący, 7 – przewód dozujący.

Do inicjacji stosuje się naboje udarowe wykonane z nabołów dynamitu skalnego 250 g uzbrojonych w zapalniki elektryczne mostkowe normalne oraz milisekundowe z przewodami miedzianymi długości 6 m. Stosowano inicjację tylną, tj. naboje udarowe wpuszczono na dno otworu z przybitką wodną.

Zapalniki łączono trójpierścieniowo i odpalano zapalarką sieciową „Barbara 2”. Stosowany maksymalny zabiór wynosił 4 m, a w szybach mrożonych 1,6 m. Średni wskaźnik zużycia MW wynosił 3,25 kg/m² skały. Czas nabijania 120–120 otworów nie przekroczył jednej godziny. Obserwowano zwiększone wydzielanie się NO₂ z odstrzelonego urobku.

6.3.2. Sprzęt strzelniczy

Przewody strzałowe. W przypadku głębenia szybów z powierzchni impuls prądowy do poszczególnych zapalników podaje się z powierzchni ziemi. W przypadku pogłębiania szybów impuls ten podaje się z poziomu kopalnianego.

Do przesyłania impulsu prądowego stosuje się kilka typów przewodów. W szybie linię strzałową stanowi przewód oponowy samonośny szybowy z żyłami miedzianymi o izolacji gumowej i oponie z gumy trudno palnej, górniczy na napięcie znamionowe 750 V. W oponie są dwie stalowe linki nośne. Symbol przewodu – SONG n 2 × 6 mm² Cu + 2 × 22 mm² Fe.

Przewód ten na stanowisku strzałowym nawinięty jest na specjalny kołowrót kablowy zezwalający na jego opuszczanie w miarę głębenia szybu. Drugi, dolny koniec zamocowany jest zazwyczaj na pomoście wiszącym. Do niego dołączane są przewody ochronne biegnące z przodku szybowego. Przewody ochronne o symbolu DYd 1 × 6 mm² stanowią przewód w żyłę miedzianą jednodrutowy o izolacji z poliwinylu zwyczajnego na napięcie znamionowe 750 V.

Przewody, do których dołączone są z jednej strony przewody ochronne, a z drugiej przewody poszczególnych zapalników, noszą nazwę anten. Są to MW m ϕ 2,8 m = 6,15 mm² – przewód nawojowy miedziany goły okrągły miękki lub ADN m ϕ 3,6 m = 10 mm² – przewód nawojowy aluminiowy okrągły miękki.

Zapalarki elektryczne. Duża liczba równocześnie odpalanych ładunków materiału wybuchowego w otworach strzałowych wymaga zarówno odpowiedniego sposobu

bu łączenia zapalników elektrycznych, jak i stosowania zapalarek o odpowiednich parametrach.

Obecnie, przy wymaganym przepisami tzw. trójpierścieniowym sposobie łączenia ZE, przy głębieniu szybu dopuszczane są następujące typy zapalarek:

- sieciowa zapalarka kondensatorowa – szybowa Barbara 2a,
- tranzystorowa zapalarka kondensatorowa – TZ KS-250,
- tranzystorowa zapalarka kondensatorowa – TZK-250,
- zapalarka szybowa typu SZK-160.

Charakterystyczną techniczną zapalarek szybowych podano w Tabl. 6.5.

Tabl. 6.5. Charakterystyka techniczna zapalarek szybowych

Wyszczególnienie	Typ zapalarki			
	Barbara 2a	TZKS-250	TZK-250	SZK-160
Napięcie na zaciskach strzałowych, V	600	490 – 510	480 – 500	1000
Pojemność kondensatora strzałowego, μF	500	800	800	4000
Wydajność strzałowa w połączeniu trójpierścieniowym, sz. ZE	150	150	150	160, 100 250, 200
Czas gotowości do odpalania, s	20	80	30	–
Czas trwania impulsu strzałowego, ms	4	3,8–4,0	3,6–4,0	3,8–4,0
Napięcie zasilania, V	127, 220, 500	3,6	4,8	220
Wymiary, mm:				
– długość	500	303	167	480 690 ^{*)}
– szerokość	315	184	118	200 410
– wysokość	550	205	166	190 765
Masa, kg	34	8,9	5,2	

^{*)} Budowa przeciwybuchowa Szt-160

Zapalarka typu SZK-160 ma szeroki zakres stosowania i przy jej użyciu można odpalić:

- 160 zapalników elektrycznych o podwyższonym bezpieczeństwie wobec prądów błędzących (2A) ze stalowymi przewodami w połączeniu trójpierścieniowym, pod warunkiem, że rezystancja obwodu nie przekroczy $0,7\ \Omega$;

- 160 zapalników elektrycznych o podwyższonym bezpieczeństwie wobec prądów błędzących (2A) z miedzianymi przewodami zapalnikowymi długości co najmniej 6 m, w połączeniu trójpierścieniowym, pod warunkiem, że rezystancja obwodu strzałowego nie przekroczy $0,7\ \Omega$;

- 100 zapalników elektrycznych o podwyższonym bezpieczeństwie wobec prądów błędzących (2A) z przewodami miedzianymi w połączeniu szeregowym przy wykonaniu chodników z szybu pod warunkiem, że całkowita rezystancja obwodu strzałowego będzie wynosiła od 40 do $50\ \Omega$; w przypadku, gdy rezystancja obwodu będzie mniejsza od $40\ \Omega$, w szereg z linią strzałową włączony będzie dodatkowy rezystor $25\ \Omega/50V$;

- 250 zapalników elektrycznych normalnych (0,2 A) w połączeniu trójpierścieniowym, pod warunkiem, że rezystancja całego obwodu strzałowego nie będzie większa od $0,7\ \Omega$; 200 zapalników elektrycznych normalnych (0,2 A) w połączeniu szeregowym przy wykonaniu wlotów chodników z szybu pod warunkiem, że rezystancja całego obwodu strzałowego będzie wynosiła od 100 do $1000\ \Omega$.

Strzałowy sprzęt pomiarowy. W czasie prowadzenia robót strzałowych w szybie należy prowadzić pomiary:

- rezystancji izolacji kabla strzałowego,
- rezystancji obwodu strzałowego,
- prądów błędzących; stałych, przemiennych i impulsowych.

Czynności te mogą być wykonane tylko przy użyciu dopuszczonych do stosowania przyrządów.

Pomiar izolacji kabla strzałowego wykonuje się induktorem 1000 V. Opór elektryczny (rezystancja) izolacji kabla strzałowego powinna być wyższa od $10\ k\Omega$. Pomiar ten należy przeprowadzać co najmniej raz w miesiącu.

Pomiaru rezystancji obwodu strzałowego należy dokonywać przed każdym odpaleniem.

Wartość rezystancji odvodu strzałowego należy obliczać wg wzoru:

$$R_{cs} = R_1 + \frac{4R_z}{n_z}, \quad (6.1)$$

gdzie:

R_{cs} – całkowita rezystancja obwodu strzałowego,

R_1 – rezystancja linii strzałowej,

R_z – rezystancja zapalnika,

n_z – liczba odpalanych zapalników.

Przy połączeniu trójpierścieniowym, ze względu na małe wartości rezystancji, do pomiarów można stosować tylko omomierz – miliamperomierz Barbara 2.

Przy użyciu tego przyrządu można mierzyć rezystancje pojedynczych ZE, całe obwody strzałowe oraz prądy błądzące.

Dane techniczne przyrządu typu Barbara 2:

Zakres pomiarowy rezystancji, Ω 0 – 10, 0 – 500

Zakres pomiarowy natężenia prądu stałego, mA 0 – 200

Rezystancja wewnętrzna na zakresie prądu stałego, Ω 3

Dopuszczalna temperatura pracy, $^{\circ}\text{C}$ –10 do +55

Zasilanie, V bateria R-10 1,5

Wymiary, mm 188 × 103 × 100

Masa, kg 1,6

Przyrządy do pomiaru prądów błądzących

Obok przyrządu typu Barbara 2 do pomiarów prądów błądzących stosuje się:

- miernik prądów błądzących typu MPB-1A,
- wskaźnik prądów błądzących typu WPB,
- tranzystorowy wykrywacz prądów błądzących typu JWB-1,
- miernik prądów impulsowych MPBJ.

Charakterystykę techniczną tych przyrządów podano w Tabl. 6.6.

Tablica. 6.6.Charakterystyka techniczna przyrządów do pomiaru prądów błądzących

Wyszczególnienie	Typ przyrządu			
	Miernik prądów błądzących MPB-1A	Wskaźnik prądów błądzących WPB	Tranzystorowy wykrywacz prądów błądzących JWB-A	Miernik prądów błądzących i impulsowych MPBI
Przeznaczenie	pomiar prądów błądzących i przemennych	wykrywanie prądów błądzących stałych, przemennych i impulsowych	ciągła kontrola i rejestracja prądów błądzących	krótkotrwale impulsy prądów błądzących
Dopuszczalna zawartość CH ₄ przy pomiarze,%	do 1,5	1,5 pomieszczenie ze stopniem zagrożenia „b” i „c”	–	1,5 pomieszczenie ze stopniem zagrożenia „b” i „c”
Zakresy pomiarów prądów stałych, A	0–0,2 rezystancja 0–1,0 wyjściowa 3 0–1,0	rezystancja wyjściowa 3; próg zadziałania dla prądów stałych, przemennych i impulsowych o czasie impulsu 10 ms – 0,1 A ±5%	sygnalizuje stan przekroczenia dopuszczalnej wartości prądów błądzących oraz zlicza czas tego stanu	0–0,6 rezystancja 0–6,0 wyjściowa sygnalizacja pomiaru wartości szczytowej prądu oraz sygnalizacja czasu trwania impulsu
Zasilanie	–	bateria 9 V	bateria 9V	ogniwa typu WRS-4,8 V
Zakres temperatur miejsca pracy, °C	–10 do +40	+3 do +40	–	0 do +40
Wilgotność względna,%	do 95	do 95	–	–
Wymiary, mm	155 + 76 + 51	158 + 64 + 42	400 + 105 + 100	172 + 125 + 90
Masa, kg	0,45	0,42	8,0	2,7

6.3.3. Wiercenie otworów strzałowych, nabijanie i odpalanie

Proces roboczy związany z cyklem urabiania skał metodą strzelniczą dzieli się na cztery podstawowe operacje:

- wiercenie otworów strzałowych,
- ładowanie ładunków MW do otworów strzałowych,
- odpalanie ładunków MW w otworach strzałowych,

- przewietrzanie i rewizja po strzelaniu.

Wiercenie otworów strzałowych. Jest ono jedną z zasadniczych czynności wpływających na ogólny postęp głębienia.

Wiercenie otworów strzałowych może być prowadzone przy użyciu:

- wiertarek indywidualnych,
- wiertarek zespołowych.

Obecnie w Polsce do wiercenia otworów używa się wiertarek indywidualnych pneumatycznych produkcji polskiej typu WUP-28, radzieckiego typu PM-508, PR-309, rzadziej angielskiej (typu Hollman) lub austriackiej (typu BH-29). Charakterystykę wymienionych wiertarek podano w rozdz. 5 Tabl. 5.3

W ZSRR oraz krajach Europy Zachodniej stosowane są wiertnice zespołowe (Rys. 5.47) zezwalające na wiercenie trzech do czterech otworów równocześnie. W Polsce tego rodzaju wiercenia znajdują się w stadium prób.

Wiercenie otworów może być wykonane z przedmuchem powietrzem sprężonym lub też z przepłukiwaniem wodą. Smarowanie wiertarek odbywa się automatycznie poprzez smarownicę zabudowaną na przewodzie powietrza sprężonego.

Wielkość powierzchni dna szybowego, przypadająca na jedną wiertarkę w pracy, powinna wynosić od 2,0 do 4,0 m². Zalecana liczba wiertarek znajdujących się w rezerwie to 50 do 100 wiertarek równocześnie czynnych.

Wydajność wiercenia zależna jest, obok dobrej jakości wiertarek, również od jakości świrdrów, a zwłaszcza od kształtu i wymiaru ich ostrzy. Aby w czasie wiercenia nie dochodziło do klinowania się świrdrów, średnica ostrza każdego następnego świrdra powinna być mniejsza o 2 do 3 mm od średnicy ostrza używanego poprzednio. Przy prawidłowym wierceniu otworów strzałowych powinno się stosować świrdry stopniowanej długości. 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 do wiercenia używa się świrdrów z końcówkami zaopatrzonymi w węgliki spiekane. Mogą one być wlutowane na stałe w żerdź wiertniczą lub nasadową

koronkę. Kształt ostrza świdra i właściwe jego zastosowanie są bardzo ważne przy wierceniu otworów.

W skałach szczelinowatych oraz miękkich powinno się stosować świdry o ostrzu podwójnym lub w kształcie litery T, a w skałach zwięzłych – o ostrzu pojedynczym. W skałach miękkich mogą być również stosowane wiertarki pneumatyczne obrotowe (np. PWR-500 polskiej produkcji).

Wiercenie otworów w przodku może się odbywać:

- jednocześnie w całym przodku po ukończeniu ładowania urobku,
- stopniowo, w miarę usuwania odstrzelonej skały z kolejnych odcinków powierzchni szybu.

W ostatnim przypadku górnicy kończąc ładowanie przechodzą do wiercenia.

Sposób ten pozwala zyskać nieco czasu, jednak wyznaczenie otworów nie zawsze może być tak dokładne, jak przy sposobie pierwszym. Można je również wiercić tylko w środkowej części szybu, a otwory skrajne dopiero po całkowitym oczyszczeniu przodku z urobku (w celu dokładnego wyznaczenia otworów ociosowych). Ze względu na mechaniczne ładowanie ten sposób wierceń może być stosowany w szybach o większej średnicy. Otwory strzałowe wyznacza przodowy, posługując się pionem środkowym (plamką lasera) oraz przymiarem.

W celu właściwego wyznaczenia otworów należy opuścić pion środkowych lub uruchomić laser, wywiercić w wyznaczonym środku otwór środkowy do głębokości 0,6 do 0,8 m. Do otworu wbić kołek i do niego, posługując się przymiarem wyznaczyć, otwory rozmieszczając je na obwodzie współśrodkowych okręgów. Zazwyczaj wiercenie rozpoczyna się od środka szybu i posuwa się ku ociosowi. Przed przystąpieniem do wierceń opuszcza się do szybu komplet wiertarek, świdrów oraz przyrządy do przedmuchiwania otworów strzałowych ze zwiercin.

Wodę do wiercenia (w przypadku wiercenia z płuczką wodną) doprowadza się rurociągiem o średnicy 50 mm.

W przypadku wiercenia z przedmuchem ludzie pracujący w przodku powinni używać masek zabezpieczających przed pyłem. Dla ochrony słuchu, ze względu na dużą głośność pracujących wiertarek, zatrudnieni powinni używać ochraniaczy słuchu.

W przypadku indywidualnego wiercenia otworów strzałowych należy rozdzielać powietrze sprężone do poszczególnych wiertarek. W tym celu na poziomie pomostu wiszącego do rurociągu powietrza sprężonego przymocowuje się dwa węże o średnicy najczęściej 100 mm. Do węży tych na dnie szybu dołącza się rozdzielacze z kurkami.

Liczba kurków powinna być o 2 lub 3 większa od liczby równocześnie pracujących wiertarek. Rozdzielacze powinny mieć również kurki do odprowadzania wody wydzielającej się z powietrza sprężonego.

Dla zabezpieczenia przed zanieczyszczeniem natychmiast po odwierceniu i przedmuchaniu w wywiercone otwory wbija się drewniane kołki.

Ładowanie otworów strzałowych i odpalanie ładunków MW w otworach. Z chwilą odwiercenia wszystkich otworów strzałowych i po należytym ich oczyszczeniu ze zwiercin i mułu przystępuje się do robót związanych bezpośrednio ze strzelaniem, jak:

- wydanie narzędzi i sprzętu,
- transport i przygotowanie materiału wybuchowego,
- opuszczenie materiału wybuchowego do szybu,
- ładowanie otworu,
- usunięcie pomp z przodku i wyłączenie prądu,
- łączenie nabojów,
- usunięcie ludzi z przodku,
- pomiar rezystancji i odpalenie,
- przewietrzenie po strzałach,
- kontrola i zabezpieczanie przodku.

Po ukończeniu prac wiertniczych w szybie wyciąga się na powierzchnię wszystkie narzędzie służące do urabiania i wiercenia. Pozostałe zabezpiecza się w szybie. Po wydaniu narzędzi część załogi dołowej, niezatrudniona przy ładowaniu, wyjeżdża na powierzchnię.

W końcowej fazie wiercenia górnik przodkowy wraz z kilkoma osobami udaje się po materiał wybuchowy i środki zapalacze. Materiał wybuchowy i środki zapalacze magazynuje się zwykle w odległości 100 do 200 m od szybu w specjalnie do

tego celu przygotowanym składzie podręcznym. Górnik przodowy pobiera materiał wybuchowy i środki zapalcze w ilości podanej w dzienniku strzałowego i potwierdzonej podpisem dozoru zmianowego. Otrzymane materiały wybuchowe i środki zapalcze przodowy (wraz z osobami upoważnionymi) przenosi w specjalnych zamkniętych puszkach nad zrzęb szybu.

Po załadowaniu materiału wybuchowego i zapalników do kubła zjeżdża z nimi tylko przodowy w towarzystwie pomocnika. Dotyczy to również wyciągania niezuczonego materiału wybuchowego.

Za prawidłowość wykonywanych robót strzelniczych odpowiedzialny jest górnik przodowy. Pomagać mu mogą górnicy, wyszkoleni i doświadczeni w wykonywaniu tych robót, oprócz związanych z uzbrojeniem naboju udarowego i załadowaniem go do otworu strzałowego.

Zgodnie z przepisami prowadzenia robót strzelniczych w szybach przy łączeniu przewodów w przodku szybowym mogą być obecne najwyżej trzy osoby, nie licząc osób dozoru oraz przodowy, który jako ostatni opuszcza przodek szybu.

Uzbrajanie nabojęw materiału wybuchowego wykonuje górnik przodowy. Czynność tę wykonuje w pomieszczeniu wskazanym przez kierownika gępienia szybu lub, co jest obecnie najczęściej stosowane – w przodku szybowym.

Uzbrajanie nabojęw materiału wybuchowego, ładowanie otworów oraz łączenie przewodów powinny się odbywać przy dobrym oświetleniu.

Otwory strzałowe muszą mieć taką samą odpowiednią długość (gębokoeść) oraz średnicę, aby naboje można było swobodnie do nich wsunąć (bez stosowania naciśku).

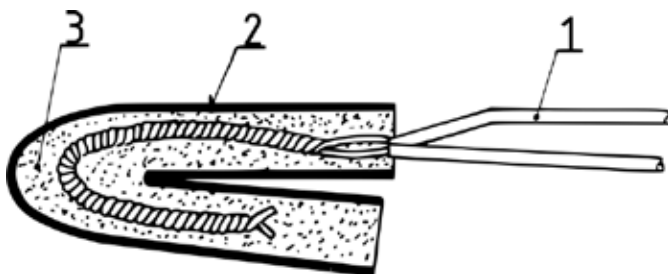
Sprawdza się to drewnianym nabijakiem bezpośrednio przed ładowaniem otworu. Nabojów materiału wybuchowego nie wolno łamać ani dzielić.

Zgodnie z obowiązującymi przepisami nabój udarowy przy materiałach wybuchowych skalnych zakłada się do otworu jako pierwszy (inicjacja tylna). Dopuszczalne jest również stosowanie tego rodzaju inicjacji za zgodą odpowiednich władz górniczych przy materiałach wybuchowych powietrznych. Sposób ten zmniejsza niebezpieczeństwo pozostawienia tzw. fajek.

Po załadowaniu materiałów wybuchowych otwory powinny być wypełnione przybitką. Pierwszą porcję przybitki zakłada górnik przodowy, resztę – jeden z po-

zostałych górników. Przybitkę robi się z wilgotnej gliny zmieszanej z mialkim piaskiem lub zmielonym żużlem.

W szybach o dużym przepływie wody można stosować przybitkę wodną. Otwory powinno się ładować bezpośrednio przed odpaleniem, przy czym wolno ładować tylko taką liczbę otworów, jaka ma być jednocześnie odpalona. Przewody zapalników elektrycznych można łączyć dopiero po załadowaniu wszystkich jednocześnie odpalanych otworów. Ostre zapalniki elektryczne muszą być chronione przez zektnięciem z jakimkolwiek źródłem prądu elektrycznego, a ich końce (aż do czasu podłączenia do przewodów strzałowych – anten) muszą być krótkozwarte za pomocą szybkozłączy (Rys. 6.13).

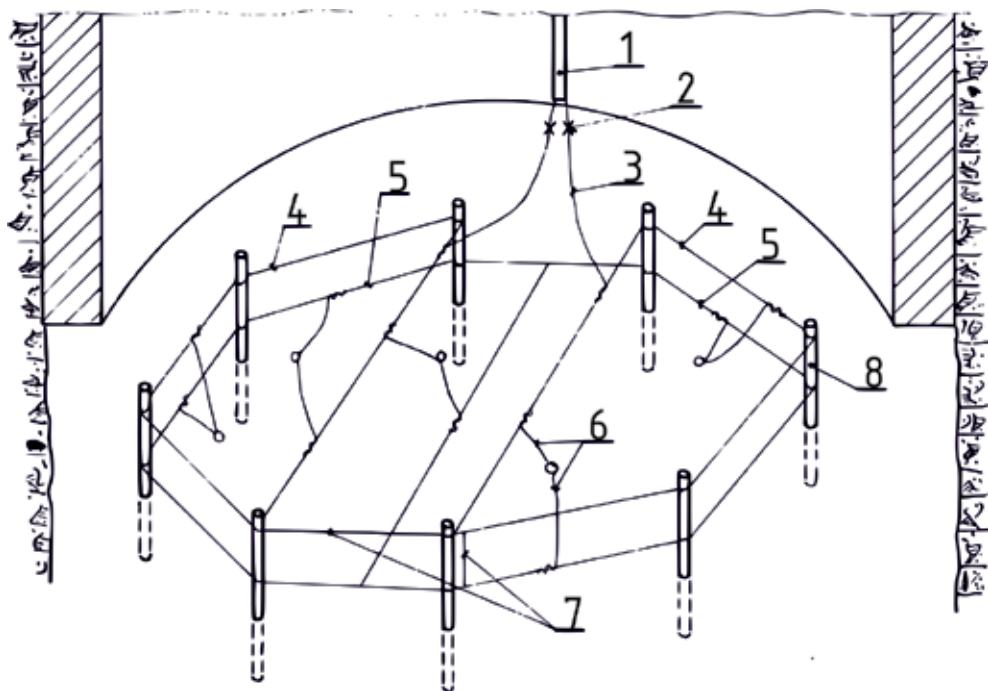


Rys. 6.13. Szybkozłącze do zapalników elektrycznych.

1 – druty zapalnika, 2 – szybkozłącze, 3 – wodoszczelna masa szybkozłącza.

Otwory powinno się ładować tak, aby zwłoka zapalników wzrastała na okręgach od środka szybu (otwory włomowe) do ociosów. W poszczególnych okręgach muszą być stosowane zapalniki z jednakową zwłoką. Do inicjowania wybuchu w szybach jest wzbronione używanie lontów.

Obowiązującym obecnie w robotach szybowych układem połączeń obwodu zapalnikowego jest układ równoległy, tzw. trójpierścieniowy (Rys. 6.14).

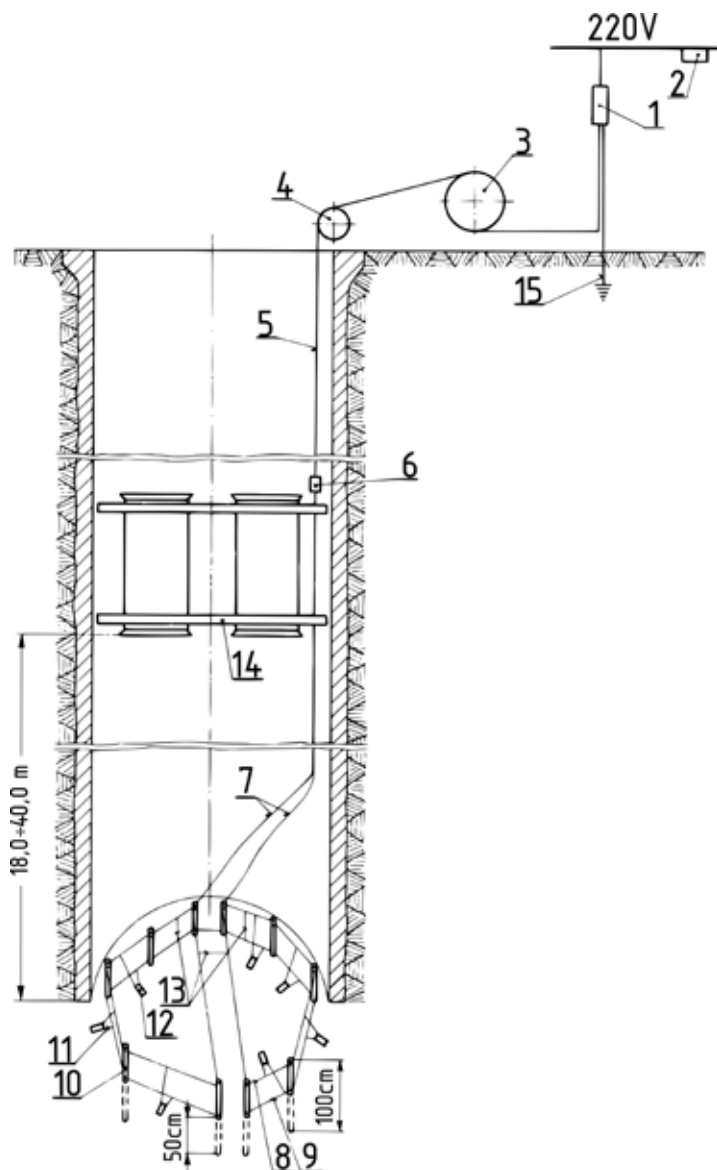


Rys. 6.14. Trójpierścieniowy układ połączenia otworów strzałowych w przodku szybowym.
 1 – kabel strzałowy, 2 – zaciski, 3 – przewody ochronne, 4 – anteny czynne, 5 – anteny bierne,
 6 – przewody zapalników, 7 – zwarcia na antenach, 8 – kolki drewniane.

Polega on na tym, że poszczególne zapalniki podłącza się do trzech anten szybowych w przodku szybowym w postaci pierścieni (stąd nazwa tego połączenia). Anteny zakładane są na drewnianych palikach umieszczanych w specjalnie do tego celu odwierconych otworach w dnie szybu.

Dolna antena obejmuje swym zasięgiem całą powierzchnię szybu i nazywa się anteną bierną. Powyżej (nad anteną bierną) do tych samych palików umocowane są dwie anteny, z których każda obejmuje połowę szybu. Noszą one nazwę anten czynnych.

Anteny wykonuje się z nieizolowanego drutu miedzianego o przekroju 6 mm^2 lub aluminium o przekroju 10 mm^2 . Poszczególne zapalniki łączy się drutem (przewodem) zapalnika jednego koloru – jeden prowadzi do anteny biernej, a drugi do anteny czynnej. Pewność połączenia zapalnika z anteną uzyskuje się przez ośmiokrotne owinięcie odizolowanego końca przewodu zapalnikowego wokół drutu anteny.



Rys. 6.15. Schemat obwodu strzałowego w szybie.

1 – zapalarka typu SZKSZ Barbara 2 lub TKZ-250, 2 – przewody oświetleniowe, 3 – kołowrót kablony typu KK-800, 4 – koło kablów, 5 – kabel strzałowy typu SOnG $2 \times 6 \text{ mm Cu}+2 \text{ Fe}$, 6 – skrzynka zaciskowa na pomoście wiszącym, 7 – przewody ochronne OG2-6 mm^2 , 8 – goły przewód anteny czynnej połączenia trójpierścieniowego $6 \text{ mm}^2 \text{ Cu}$ lub $10 \text{ mm}^2 \text{ Al}$, 9 – antena bierna, 10 – kołki dla podtrzymania anten, 11 – przewody łączące anteny z ładunkiem MW, 12 – zapalarki elektryczne, 13 – zwarcie anten na czas podłączenia zapalników, 14 – pomost wiszący-rama napinająca, 15 – uziemienie.

Obwód strzałowy wykonuje się następująco (Rys. 614 i 6.15):

Z pomostu wiszącego opuszcza się na dno szybu przewody ochronne zwarte na obu końcach i zaizolowane. W dnie szybu w specjalnie odwierconych otworach osadza się drewniane kołki, do których mocuje się przez owinięcie nieizolowane przewody anten (zgodnie ze schematem strzałowym). Następnie zwierza się anteny trzema zwieraczami, tj. obydwie anteny czynne z bierną oraz anteny czynne między sobą.

Następnie podłącza się do anten zapalniki, okręcając mocno odizolowane przewody zapalników do anten. Jeden przewód zapalnika powinien być podłączony do anteny czynnej, a drugi do biernej. W czasie zdejmowania zwieracza z przewodów zapalnika nie mogą one dotykać spągu lub przedmiotów metalowych. Liczba podłączonych zapalników do anten czynnych powinna być jednakowa.

Następnie do anten czynnych podłącza się przewody ochronne z izolowanego przewodu miedzianego o przekroju 6 mm^2 . Przewody ochronne służą do połączenia anteny ze skrzynką zaciskową kabla strzałowego znajdującą się na pomoście w szybie. Po tej czynności zdejmuje się zwieracze z anten, wyjeżdża na pomost wiszący, gdzie rozwija się przewody ochronne i podłącza do zacisków skrzynki kablowej. Po wyłączeniu napięcia w szybie poniżej pomostu wiszącego przodowy wyjeżdża na zręb szybu, gdzie dokonuje się pomiarów oporności, a następnie zgodnie z instrukcją dla poszczególnych typów zapalarek szybowych dokonuje się odpalenia materiału wybuchowego w otworach strzałowych. Kubły urządzenia wyciągowego powinny się znajdować pośrodku szybu, a klapy pomostu na zrębie powinny być otwarte.

Po odstrzeleniu wentyluje się szyb. Czas wentylacji zależy od mocy wentylatora i głębokości szybu. Po stwierdzeniu na zrębie szybu dostarczanego rozrzedzenia gazów odstrzałowych, co trwa zazwyczaj ok. godziny, przodowy wraz z dozorem zjeżdża na pomost wiszący, i zwierza końcówki kabla i przewodów ochronnych. Po podaniu napięcia poniżej pomostu, oświetleniu przodku i uruchomieniu odwadniania przodowy wraz z dozorem zjeżdżają poniżej pomostu i do przodku szybowego, usuwając zwisające odłamki skały. Po zjechaniu do przodku oceniają skutki strzelania i przeszukują, czy nie pozostały niewypały.

Usuwanie niewypałów. Bezpośrednio po każdorazowym odpaleniu ładunków materiału wybuchowego przodowy zobowiązany jest zbadać, czy nie pozostały niewypały. W przypadku ich stwierdzenia, należy je ponownie podłączyć i odpalić. Gdy okaże się, że i tym razem są niewypały, wówczas należy ładunki w każdym otworze odpalić oddzielnie. Jeżeli mimo to w otworze pozostały resztki materiałów wybuchowych (fajki), to w przodku nie należy podejmować żadnej pracy do czasu całkowitego usunięcia niewypałów.

Niewypały unieszkodliwia się poprzez ostrożne usunięcie z otworu (jak również z jego sąsiedztwa), urobku z odstrzału oraz odwiercenie koło niego w odległości 30 cm równoległego nowego otworu strzałowego, nieco dłuższego od otworu z niewypałem. Nowy otwór należy prowadzić tak, aby nie natrafić na otwór z niewypałem. Ładunek w otworze mającym odstrzelić niewypał musi być większy od ładunku niewypału.

Całkowite lub częściowe ponowne odwiercenie otworów, w których powstał niewypał, lub wiercenie otworów w pozostałych częściach (fajkach) jest wzbronione. Aby określić kierunek otworu z niewypałem należy usunąć z niego przybitkę na odcinku nie dłuższym niż 15 cm, licząc od wylotu otworu, i to w obecności osoby doзору. Do usunięcia przybitki nie wolno używać przedmiotów metalowych. Unieszkodliwienie 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 zatrudnieni pozostali górnicy, jednak pod nadzorem osoby upoważnionej do robót strzelniczych.

6.3.4. Zagrożenia przy prowadzeniu robót strzelniczych

Przy prowadzeniu robót strzelniczych należy szczególną uwagę zwrócić na:

- prądy błądzące,
- zagrożenia metanowe i pyłowe,
- zagrożenia wodne,
- zagrożenia wynikające z obniżonej temperatury.

Zagrożenia te mogą występować oddzielnie lub łącznie. Stanowią one niekiedy istotną przeszkodę przy głębieniu szybu. Z tych też względów muszą być one rozpoznane przed głębieniem szybu i należy przygotować środki do ich zwalczania.

Prądy błądzące. Przez prądy błądzące rozumie się prądy elektryczne przemienne lub stałe płynące w niezamierzonych kierunkach, np. w skale, wodzie lub konstrukcjach stalowych. Są to prądy o niedużym napięciu powstałe z powodu upływu prądu z wadliwie wykonanej instalacji. Mogą one też przepływać po określonym przewodzie zewnętrznym, np. odwód strzałowy, linki uziemiające lub obwody pomiarowe. Nazywa się je wówczas prądami zewnętrznymi. Prąd błądzący zewnętrzny, którego najwyższa wartość nie przekracza $\frac{1}{2}$ wartości prądu bezpiecznego dla danego zapalnika, nosi nazwę prądu błądzącego bezpiecznego. Prąd błądzący występujący przez czas dłuższy niż 0,4 s nosi nazwę długotrwałego, a poniżej tej wartości – krótkotrwałego. Bliższe określenie i metody pomiarów prądów błądzących ujęte są w normie PN-84/G-02700.

Prądy błądzące występują przy głębieniu szybów dość często, a zwłaszcza w tych przypadkach, gdy szyby głębione są na terenie istniejących kopalń lub w pobliżu trakcji kolejowych albo tramwajowych. Przenikają one do szybu przez zawodnioną skałę lub takimi drogami jak rury, liny, pancerze kabli, ścieki itp. Ze względu na fakt, że 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 zabezpieczają odpalenia wskutek działania prądów błądzących. Prowadzenie robót strzelniczych przy istnieniu prądów błądzących jest możliwe tylko pod warunkiem stosowania ZE iskrowych lub żarowych specjalnego typu, mających większą odporność aniżeli zapalniki normalne.

Źródłem prądów błądzących mogą być:

- napowietrzna trakcja elektryczna,
- podziemna trakcja elektryczna,
- kable energetyczne,
- sieć teletechniczna i sygnalizacyjna,
- urządzenia elektryczne, np. spawarki, ładowanie akumulatorów itp.,
- lokalne ogniwa galwaniczne.

Prądy błędzące dzieli się na:

- stałe,
- przemienne,
- impulsowe.

Pierwsza grupa prądów błędzących pochodzi od trakcji elektrycznej i lokalnych ogniw galwanicznych. Szyny trakcji elektrycznej odprowadzają prąd pobierany przez lokomotywy przewodem powrotnym do bieguna ujemnego stacji zasilającej. Do szyny tej wpływają punktowe prądy obciążenia lokomotyw znajdujących się na trasie danego odcinka linii.

Podczas pracy lokomotyw elektrycznych w szynach wyróżnić można dwie strefy różniące się znakiem potencjału względem podłoża:

- strefę anodową, w której szyny mają potencjał dodatni,
- strefę katodową, w której szyny mają potencjał ujemny.

Rozkład obu stref zmienia się w czasie i zależy przede wszystkim od sposobu zasilania sieci i położenia lokomotyw. W strefie anodowej część prądów obciążenia wypływa z szyn, a następnie rozplywa się bliżej niezidentyfikowanymi drogami o najmniejszej rezystancji, aby wrócić do szyn w ich strefie katodowej. Prądy te są prądami błędzącymi.

Nieobciążone odcinki szyn jezdnych należą w całości od strefy anodowej (odcinek pomiędzy lokomotywą a końcem toru) lub katodowej (odcinek pomiędzy stacją zasilającą i końcem toru), w związku z tym odcinki te mają istotny wpływ na powstawanie prądów błędzących.

Powstawanie prądów błędzących uwarunkowane jest wieloma czynnikami, spośród których najistotniejsze znaczenie mają:

- sposób zasilania sieci trakcyjnej,
- położenie lokomotyw i wartość natężenia prądu przez nie pobieranego,
- stan torów i podłoża.

Badania wykazują, że wartość prądów błędzących wzrasta w następujących przypadkach:

- przy wzroście obciążenia linii,
- przy wzroście długości linii,
- przy oddaleniu się lokomotyw od stacji zasilającej,
- przy mniejszym przekroju poprzecznym szyn i niewłaściwych złączach szyn.

W kopalniach, w których wykluczony był wpływ trakcji elektrycznej, występują również prądy błędzące wywołane ogniwami galwanicznymi. Ogniwa te powstają przez nagromadzenie potencjałów elektrycznych na metalowych masach zainstalowanych w kopalniach. Potencjały te (powstające za pomocą elektrody stalowej przez połączenie mas metalowych ze spągim wyrobiska) stanowią źródło prądów błędzących. Różnice potencjałów tych źródeł mogą osiągać wartość od 10 do 500 V. Natężenia prądów po włączeniu rezystancji zewnętrznej $3,2 \Omega$ osiągały wartość od 0 do 68 mA. Prądy te same w sobie nie stanowią zagrożenia dla robót strzałowych, jednak jako cząstkowe mogą się sumować z prądami innych źródeł.

Do drugiej grupy należy zaliczyć prądy przemienne i impulsowe. Zjawiska występowania tych prądów nie zostały jeszcze całkowicie rozpoznane. Za przyczyny ich pojawiania się uznaje się:

- indukowanie się sił elektromotorycznych w żyłach ochronnych i pomocniczych kabli i przewodów oporowych niskonapięciowych,
- oddziaływanie linii elektroenergetycznych na masy metalowe prowadzone w pobliżu tych linii w następstwie sprzężeń indukcyjnych i pojemnościowych.

W warunkach zakłóceń w instalacjach prądu przemiennego do powstawania prądów błędzących może dochodzić przez zwarcie doziemne oraz zwarcie dwumiejscowe z ziemią. Oprócz prądów błędzących mogą również wystąpić ładunki elektrostatyczne. Ładunki te wytwarzają się wskutek tarcia, np. ruchomych powłok tkanin lub elementów z tworzyw sztucznych.

Profilaktyka prowadzona w zakresie zwalczania prądów błędzących zmierza w pierwszej kolejności do rozeznania i usunięcia źródeł powstawania prądów błę-

dzących lub też, gdy to jest niemożliwe – do czasowego wyłączenia na okres robót strzelniczych źródeł powstawiania prądów błędzących.

W szybach głębinowych co dwa miesiące należy wykonywać pomiary okresowe na zmianie o największym obciążeniu urządzeń energoelektrycznych mogących stanowić potencjalne źródło prądów błędzących. Pomiary te należy wykonywać przez 10 kolejnych dni. Jeżeli pomiary okresowe oraz pięć kolejnych pomiarów doraźnych nie wykażą występowania prądów lub wartości będą mniejsze niż 0,5 wartości prądów błędzących bezpiecznych, to można nie wykonywać następnych pomiarów doraźnych. W przeciwnym przypadku przed każdym prowadzeniem robót strzelniczych w szybie należy wykonać pomiary doraźne. Czas trwania pomiaru nie powinien być krótszy niż 30 s, a jeżeli wartość prądu błędzącego przekroczy 0,2 wartości prądu błędzącego bezpiecznego, to czas pomiaru należy wydłużyć do 1 min.

Sondy pomiarowe należy przyłączać w szybach do wszystkich metalowych przedmiotów znajdujących się na dnie i w zabierce szybowej oraz między tymi przedmiotami a obudową i dnem wyrobiska. Szczególną uwagę należy zwrócić na wykonanie pomiarów między metalowymi elementami umieszczonymi wzdłuż szybu a metalowymi elementami na dnie szybu. Pomiary muszą być wykonane przez upoważnione osoby i przy użyciu właściwego sprzętu. Zmiany w wartości prądów błędzących powodowane są zwłaszcza pracą urządzeń elektrycznych (np. wzrastanie wartości prądów przy zbliżeniu się do elektrowozów w pobliżu szybu).

Zgodnie z przepisami górniczymi wartość natężenia prądów błędzących w przodku, w zasięgu przewodów strzałowych, mierzona pomiędzy tymi elementami a spągami nie powinna przekraczać 50% wartości natężenia prądu bezpiecznego stosowanych zapalników. W przypadku niemożliwości zlikwidowania źródeł prądów błędzących należy przy robotach strzelniczych stosować zapalniki niskooporowe, w przypadku zaś zagrożenia elektrycznością statyczną – zapalniki antyelektrostatyczne.

Zagrożenia metanowe i pyłowe. Prowadzenie robót strzelniczych w głębinowych szybach zagrożonych wybuchami metanu i pyłu węglowego określone jest przepisami odpowiednich władz górniczych. Rozróżnia się przy tym szyby głębione mające połączenie z wyrobiskami kopalnianymi i szyby niemające połączenia.

Jeżeli szyb głębiony z powierzchni ma połączenie z wyrobiskami kopalnianymi, to przy głębieniu szybu obowiązują w tym zakresie identyczne przepisy jak w pozostałych wyrobiskach kopalni, a dotyczące robót:

- kamiennych,
- kamiennie-węglowych,
- węglowych.

W szybach głębiionych niemających połączeń z wyrobiskami kopalnianymi, w polach metanowych, w wyrobiskach kamiennych i kamiennie-węglowych można stosować w kamieniu MW węglowe i skalne oraz dowolne ZE przy zachowaniu następujących warunków:

- będzie stosowana wentylacja tłocząca,
- przy zawartości metanu do 1,0% załoga w czasie strzelania będzie się znajdować poza budynkiem nadszybia,
- przy zawartości metanu do 1,5% w czasie strzelania winna być zachowana strefa bezpieczeństwa w promieniu 100 m wokół szybu,
- będą pobierane próbki powietrza do analizy przed strzelaniem i bezpośrednio po strzelaniu na dnie szybu, nie rzadziej niż co trzy dni.

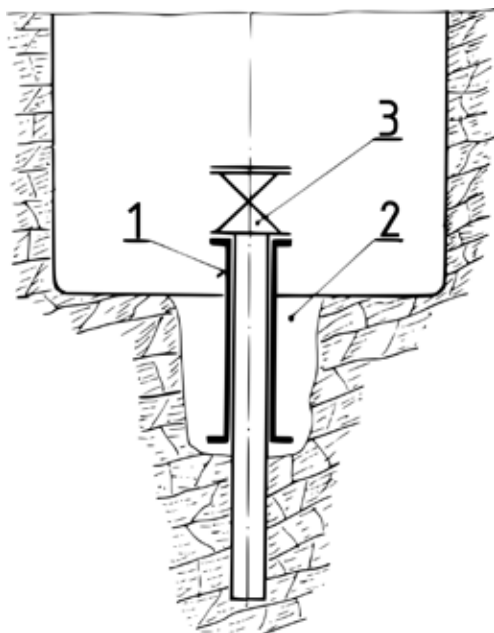
Kryterium doboru materiału wybuchowego określa występowanie w przekroju wyrobiska robót strzelniczych pokładu węgla. Za pokład węgla uważa się pokład grubości większej niż 10 cm.

Zagrożenia wodne. Zagrożenie wodne może być naturalne i sztuczne (np. stare zrząby wypełnione wodą). W przypadku zagrożeń wodnych występujących w skałach luźnych i słabo zwięzłych stosuje się specjalną metodę głębiienia szybu, jak np. mrożenie lub cementację górotworu. W przypadku urabiania skał przy użyciu MW odbywa się podobnie jak przy metodzie zwykłej głębiienia, z tym, że stosuje się specjalne środki ostrożności w zakresie:

- rozmieszczania otworów strzałowych,
- głębokości zabioru,
- wielkości ładunków w poszczególnych otworach,

– liczby jednorazowo odpalanych ładunków materiału wybuchowego.

Niejednokrotnie stosuje się odpalanie stopniowe. W przypadku występowania zagrożeń w skałach zwięzłych, które mogą być naturalne (w postaci zawodnionych warstw skalnych) lub sztuczne (w postaci podziemnych zbiorników wodnych), dla uniknięcia wdarcia się wody do szybu należy prowadzić – z odpowiednim wyprzedzeniem, przewidzianym przepisami górnictwymi – otwory kontrolne. Zależnie od usytuowania zagrożenia otwory badawcze wierci się w dnie i ociosach szybu. Otwory te należy wiercić przez rurę obsadową z dławnicą i zaworem (Rys. 6.16).



Rys. 6.16. Wiercenie otworów badawczych przez rurę obsadową z dławnicą. 1 – rura obsadowa, 2 – beton, 3 – dławnica z zaworem.

Zagrożenia wynikające z obniżonej temperatury. Przy głębieniu szybów zagrożenie to może wystąpić w przypadku głębienia głowicy szybu zimą lub głębienia szybu metodą zamrażania górotworu, gdy temperatura górotworu lub powietrza jest niższa od 0°C. Wykonywanie robót strzelniczych przy temperaturze niższej niż – 30°C jest zabronione.

Dokumentacja (metryka) strzałowa robót strzelniczych wykonywanych przy obniżonej temperaturze powinna dodatkowo zawierać:

- stwierdzoną lub przewidywaną maksymalną obniżoną temperaturę w przodku,
- sposób zabezpieczania środków strzelniczych przed działaniem obniżonej temperatury,
- sposób i częstotliwość wykonywania pomiarów temperatury,
- sposób likwidacji niewypałów.

Do wykonywania robót strzelniczych należy stosować środki strzelnicze odporne na działanie niskich temperatur (trudno zamarzalne). Czas przebywania trudno zamarzalnych nitroglicerynowych ładunków MW w otworach strzałowych lub w otoczeniu miejsca zagrożonego niską temperaturą jest zależny od zawartości w tych materiałach nitroestrów ciekłych i nie może przekraczać czasu podanego w Tabl. 6.7.

Tabl. 6.7. Dopuszczalny czas przebywania ładunków MW w obniżonej temperaturze

Zawartość nitroestrów ciekłych %	Dopuszczalny czas, h			
	0–15°C	–20°C	–25°C	–30°C
Powyżej 60	8	8	8	8
40 – 60	8	8	8	5
20 – 40	8	8	4	2
Poniżej 20	8	8	2	–

Przed załadowaniem ładunków MW do otworów strzałowych należy przeprowadzić pomiary temperatury w otworach (na ich dnie) usytuowanych najbardziej rurmrożeńowych, a także w tych otworach, w których spodziewana temperatura może być niższa niż –10°C.

Obniżona temperatura wydłuża cykl robót strzelniczych, gdyż uniemożliwia stosowanie do wiercenia otworów strzałowych przepłuczki. Występuje przychwytywanie wiertła i zaciskanie otworu w zamarzniętej skale oraz zamarzanie wiertarek

i przewodów wskutek zamarzania na lód pary wodnej zawartej w powietrzu sprężonym.

W szybach głębionych metodą zamrażania górotworu, aby zmniejszyć oddziaływanie robót strzelniczych na rury mrożeniowe i nie powodować ich pęknięcia, roboty strzelnicze prowadzi się zazwyczaj w dwóch fazach. W fazie pierwszej wykonuje się wyłom w środku szybu. MW przewidziane do odpalenia w fazie drugiej w otworach strzelniczych skrajnych w części zewnętrznej dna szybu wierci się z pewnym oddaleniem (kilkadziesiąt cm) od zarysu wyłomu, aby nie powodować uszkodzenia rur mrożeniowych. Otwory te wierci się pionowo. Na okres prowadzenia robót strzelniczych zatrzymuje się pompowanie solanki do otworów mrożeniowych i dokonuje się obserwacji, czy nie następuje ucieczka solanki z otworów, co wskazywałoby na uszkodzenie rur mrożeniowych.

6.3.5. Przepisy dotyczące prowadzenia robót strzelniczych w szybach

Roboty strzelnicze w szybach można wykonywać tylko na podstawie aktualnej dokumentacji (metryki) strzałowej. Dokumentację (metrykę) strzałową opracowuje się najczęściej na podstawie przeprowadzonych badań wzorcowych. Określa ona zakres i sposób wykonywania robót strzelniczych. Wykonywanie robót strzelniczych w szybach dozwolone jest tylko w obecności osób dozoru górniczego. W polach nietetanowych roboty strzelnicze mogą być wykonywane przez górników przodowych z prawem strzelania stopnia II, a w polach metanowych przodowych – z prawem strzelania stopnia I.

Przed przystąpieniem do ładowania MW w otworach strzałowych wycofuje się osoby niezatrudnione przy ładowaniu oraz zabezpiecza się urządzenia przed uszkodzeniami wskutek robót strzałowych. Otwór strzałowy powinien mieć taką średnicę, aby naboje MW można było do niego wsuwać bez stosowania nacisku. Materiałem wybuchowym skalnym można załadować tylko otwory strzałowe wykonane w kamieniu.

W razie przechodzenia szybem przez pokład węgla grubości powyżej 10 cm stosowanie środków strzelniczych skalnych jest zabronione. Otwory strzałowe po załadowaniu MW należy wypełnić przybitką, która powinna dochodzić do wylotu otworu strzałowego.

W przypadku MW skalnych długość przybitki nie może być mniejsza od 30 cm; przy MW węglowych i powietrznych w otworach do 1,5 m ładunek nie może przekraczać długości połowy otworu, a w otworach powyżej 1,5 m ładunek nie może przekraczać $\frac{2}{3}$ otworu.

Przybitkę wykonuje się z gliny, z gliny i piasku lub wody i wilgotnego piasku w pojemnikach w szybach o dużym dopływie wody. Funkcję przybitki wodną może pełnić również przytopienie dna szybu do wysokości co najmniej 20 cm.

Przy wykonywaniu robót strzelniczych w szybach należy stosować:

- inicjację tylną, przy stosowaniu MW skalnych,
- trójpierścieniowy układ połączeń ZE,
- w każdym okręgu otworów ZE o tym samym stopniu opóźnienia,
- zapalarki przystosowane do odpalania w układzie trójpierścieniowym,
- odrębne przewody szybowe do odpalania ładunków MW.

Po odpaleniu ładunków MW w otworach w przodku szybu można podjąć pracę dopiero wtedy, gdy osoba dozoru wraz ze strzałowym przeprowadzi kontrolę przodku oraz kiedy zostaną usunięte ewentualne zagrożenia.

Przed rozpoczęciem pracy, przed wierceniem otworów strzałowych, po odpaleniu ładunków MW i w czasie wybierania urobku strzałowy powinien również kontrolować, czy istnieją niewypały.

Pomiary natężenia prądów błędnych w głębionym szybie powinny być wykonane co najmniej raz w tygodniu, a w razie przewidywania wzrostu tego natężenia – przed każdym przystąpieniem do ładowania otworów strzałowych MW.

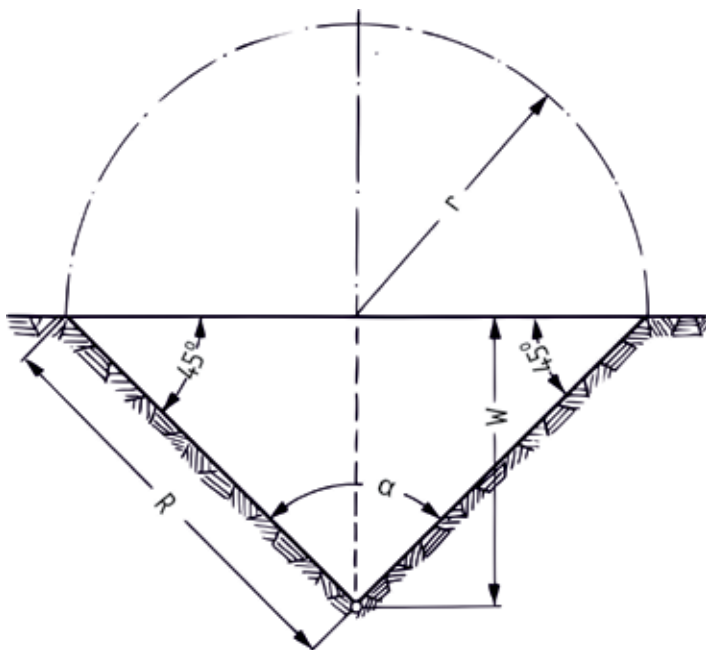
6.3.6. Efektywność prowadzenia robót strzelniczych

Dla prawidłowego prowadzenia robót strzelniczych w szybie konieczne jest określenie możliwie wszystkich wyników wpływających na uzyskanie najlepszych warunków. Należy tu wymienić:

- liczbę i sposób rozmieszczenia otworów strzałowych,
- rodzaj i ilość zużytego MW,
- typ stosowanych ZE,
- sposób wykonywania obwodu zapalnikowego i linii strzałowej,

- pomiar obwodów strzałowych,
- typ zapalarki elektrycznej.

Ładunek materiału wybuchowego (MW) w otworze może dać różny efekt w zależności do jego usytuowania względem swobodnej powierzchni (obnażenia) oraz od samej konstrukcji ładunku. W zależności od ilości MW odstrzał ładunku powoduje utworzenie leja wyrzutowego (stopka działania) (Rys. 6.17) mniejszych lub większych rozmiarów.



Rys. 6.17. Stożek działania wybuchu ładunku materiałów wybuchowych.

szkie

Wskazaniem działania wybuchu jest stosunek

$$n_d = \frac{r}{W} \quad (6.2)$$

gdzie:

W – linia najmniejszego oporu skały (zabój),

r – promień podstawy stożka.

Gdy kąt wierzchołkowy $\alpha = 90^\circ$, wtedy $r = W$, zaś:

$$n_d = \frac{r}{W} = 1.$$

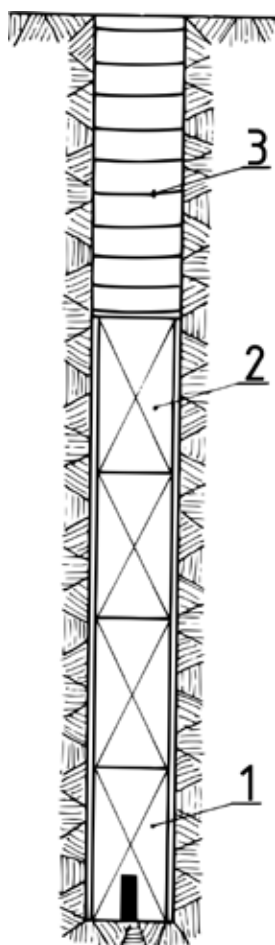
Ze względu na kształt stożka powstającego po wybuchu (wielkości n_d), ładunki tego samego MW można podzielić na:

- ładunek normalny, gdy $n_d = 1$ – dający stożek normalnego wybuchu,
- ładunek zmniejszony, gdy $n_d < 1$ – dający stożek osłabionego wybuchu,
- ładunek zwiększony, gdy $n_d > 1$ – dający stożek wzmożonego wybuchu,
- ładunek rozluźniający (rozluźowania), gdy $n_d = 0,75$ – przy wybuchu takiego ładunku nie tworzy się stożek,

lecz następuje tylko rozkruszenie skały i pewne wybrzuszenie jej powierzchni obnażenia,

– ładunek zwany kamufletowym, gdy $n_d < 0,75$ – odstrzał ładunku nie wykazuje już żadnego wpływu na powierzchnię obnażenia.

Przy głębieniu szybów stosuje się ładunki rozluźniające. Naboje w otworze strzałowym poczynając od jego dna są tak ułożone, że stykają się ze sobą (ładunek skupiony wydłużony). Ładunek udarowy daje się jako pierwszy na samym dnie otworu (inicjacja tylna) – Rys. 6.18.



**Rys. 6.18. Ładunek MW skupiony wydłużony z inicjacją tylną.
1 – nabój udarowy, 2 – naboje zwykłe, 3 – przybitka.**

Wyniki praktyczne wskazują, że ten rodzaj inicjacji daje najlepsze efekty strzałowe. W końcowej fazie wybierania urobku wymaga jednak zwrócenia uwagi na to, czy na dnie szybu nie pozostały fajki z niedopalonymi ładunkami udarowymi, co jest niebezpieczne przy dobiec.

Przybitka ma duży wpływ na wyniki strzelania. Jej zadaniem jest zamknięcie otworu na czas trwania procesu wybuchu. Jest to szczególnie ważne przy strzelaniu ze zwłoką milisekundową. W szybach suchych przybitkę należy wykonywać z piasku o ziarnach od 0 do 5 mm lub mielonego żużla. W szybach mokrych przybitką

może być woda. Przybitka z materiału plastycznego jest mniej odpowiednia, gdyż stawia mniejszy opór i ulega zawilgoceniu.

Współczynnik wykorzystania otworu η , oblicza się wg wzoru:

$$\eta_o = \frac{l_o - l_{of}}{l_o}, \quad (6.3)$$

gdzie:

l_o – głębokość otworu strzałowego, m,

l_{of} – głębokości odcinka otworu, który pozostał po wybuchu w caliznie w kształcie tzw. fajki.

Współczynnik η_o zależy od wielu czynników, jak rodzaj ładunku, rozmieszczania otworów, zwięzłości skały, jej szczelinowatości, długości otworów strzałowych itp. 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 zależy od wielu czynników, z których najważniejsze to: jakość i rodzaj materiału wybuchowego (siła wybuchu i bryzantyczność), fizykochemiczne własności skał, prawidłowe rozmieszczenie otworów i wykonanie robót strzelniczych.

Ze względu na różnorodność istotnych czynników ustalenie prawidłowego rozchodu MW nie zostało jeszcze jednoznacznie teoretycznie rozwiązane. Toteż obok określeń teoretycznych stosuje się wzory empiryczne oraz normy lokalne ustalone na podstawie strzelań wzorcowych.

Najczęściej ustala się jednostkowy rozchód określający ilość MW w kg przypadająca na 1 m³ skały w caliznie, która ma być rozkruszona. Następnie, po określeniu jednostkowego rozchodu, ustala się liczbę otworów strzałowych, jakie mają być założone w przodku, oblicza się wielkość ładunku MW przypadającą na jeden otwór strzałowy.

Teoretyczną wielkość jednostkowego zużycia q MW do urobienia 1 m³ skały w caliznie oblicza się wg wzoru Mindellego:

$$q_{m1} = q_m \cdot e_m \cdot n_o \cdot n_l, \quad (6.4)$$

gdzie:

q_m – właściwe zużycie MW do urobienia 1 m³ skały w zależności od własności

fizykomechanicznych skał przy $2 \leq f \leq 5$, $q_m = \sqrt{\frac{f-2}{5}}$

przy $f > 5$, $q_m = \sqrt{\frac{f-4}{1,8}}$

(f – wskaźnik zwięzłości skał wg Protodiakonowa),

e_m – wskaźnik mocy MW (Tabl. 6.8),

n_o – współczynnik zależny od długości otworu (Tabl. 6.9),

n_l – współczynnik zależny od średnicy ładunku.

Tabl. 6.8. Wskaźnik mocy e_m

Rodzaj MW	e_m	Blok Trauzla cm ³	Rodzaj MW	e_m	Blok Trauzla cm ³
Dynamit 62%	1,0	380	Barbaryt	2,10	190
Amonit 1	1,24	360	Karbonit	1,60	260
Amonit 2	1,20	350	Trotyl	1,60	300
Metonit D	2,0	200			

Tabl. 6.9. Współczynniki n_o i n_l

Współczynnik n_o zależny od długości otworu							
Długość otworu, m	1,50	2,00	2,50	3,00	3,50	4,00	5,00
Współczynnik n_o , m	1,25	1,15	1,00	1,02	1,05	1,20	1,30
Współczynnik n_l zależny od średnicy ładunku MW							
Średnica ładunku MW, mm	32,0		45,0		55,0		
Współczynnik n_l	1,0		0,8		0,6		

Laresa:

$$q_{m1} = f_l \cdot s_s \cdot C_u \frac{877}{\Delta} \cdot c_p, \quad (6.5)$$

gdzie:

q_{m1} – jednostkowe zużycie MW w rozpatrywanej warstwie, kg/m^3 ,

f_1 – wskaźnik oporu skały przeciw działaniu MW; w przybliżeniu równa się $\frac{1}{20} f$,

f – wskaźnik zwięzłości skały wg Protodiakonowa $\frac{1}{100} R_c$ (wytrzymałość skały na ściskanie),

s_s – wskaźnik struktury skały (Tabl. 6.10),

C_u – wskaźnik usztywnienia zabioru (w caliznie skały zależny od swobodnych powierzchni (Tabl. 6.11),

e_m – wskaźnik mocy MW (Tabl. 6.7),

Δ – gęstość załadowania otworu MW; dla MW w opakowaniu wynosi 0,9, dla MW luźnego 1,0,

c_p – wskaźnik jakości przybitki; dla dobrej przybitki wynosi 1,0.

Tabl. 6.10. Wskaźnik struktury skał s_s .

Struktura skały	Wskaźnik s_s
Masywna, zbita	1,0
Grubouwarstwiona, warstwy grubsze od 0,6 m	0,8
Drobnouwarstwiona	0,7
Szczelinowata	0,9–1,1
Drobnoszczelinowata	1,2–1,4
Łupkowata	1,5–1,25
Łamliwa słupkowa	0,8
Uwarstwiona prostopadle od kierunku zabioru	1,25–1,35
Konglomerowata	1,9–2,0
Plastyczna (gliny, sole, skały porowate)	2,0

Tabl. 6.11. Wskaźnik usztywnienia zabioru c_u .

Liczba powierzchni obniżenia	1	2	3
Wskaźnik c_u	1,8–2,2	1,4–1,6	1,2–1,4

Liczba otworów strzałowych. Liczba otworów strzałowych, które mają być założone w przodku szybowym, zależy od:

- fizykomechanicznych własności skał (twardości, zwięzłości, sprężystości),
- przekroju poprzecznego szybu,

– właściwości materiałów wybuchowych.

Liczbę otworów strzałowych można określić wg wzorów:

– Pokrowskiego

$$N_o = \frac{1,25 \cdot q_{m1} \cdot F}{a_2 \cdot \Delta \cdot d_1^2 \cdot k_z}, \quad (6.6)$$

gdzie:

q_{m1} – jednostkowe zużycie MW, kg/m³,

F – powierzchnia przekroju poprzecznego szybu, m²,

a_2 – współczynnik załadowania otworu (Tabl. 6.12),

Δ – gęstość załadowania otworu, kg/cm³ (Tabl. 6.13),

d_1 – średnica ładunku, mm,

k_z – współczynnik zagęszczenia MW w procesie inicjacji (Tabl. 6.13).

Tabl. 6.12. Współczynnik załadowania otworu a_2

Średnica otworu, mm	32–36	45
Współczynnik a_2	0,6–0,7	0,45–0,50

Tabl. 6.13. Optymalna gęstość załadowania otworu MW

Rodzaj MW	Gęstość załadowania otworu Δ_o	Współczynnik k_z
Dynamit 62%	1400	1,2
Amonit	1000–1350	1,0
Inne	średnio 1000	średnio 0,8

– Mindeliego:

$$N_o = \frac{Q_{mw} \cdot q_{m1}}{Q_{ot} \cdot Q_{ot}}, \quad (6.7)$$

gdzie:

$Q_{mw} = q_{m1} \cdot F \cdot n_o$ – całkowite zużycie MW na zabiór,

$Q_{ot} = \frac{a_2 \cdot n_o \cdot \delta_l}{l_m}$ – wielkość ładunku w otworze,

przy czym:

- l_m – długość jednego ładunku MW, m,
- δ_l – masa jednego ładunku MW, kg,
- a_s – współczynnik załadowania otworu wg Tabl. 6.12,
- n_o – współczynnik długości otworu wg Tabl. 6.8.

Po podstawieniu:

$$N_0 = \frac{q m_1 \cdot F \cdot l_m}{a_2 \cdot \delta_l} = \frac{q m_1 \cdot F}{\frac{a_2 \cdot \delta_l}{l_m}} = \frac{q m_1 \cdot F}{\theta}, \quad (6.8)$$

gdzie:

$$\theta = a_2 \cdot \Delta \cdot \frac{\pi \cdot d_l^2}{4},$$

q_{m1}, Δ – jak we wzorze (6.6).

Średnią liczbę otworów strzałowych w szybach podano w Tabl. 6.14.

Tabl. 6.14. Średnia liczba otworów strzałowych dla szybów o różnych średnicach i w różnych rodzajach skał

Wskaźnik zwięzłości skał f	Średnica szybu w wylomie, m						
	6,0	6,5	7,0	7,5	8,0	8,5	9,5
	Liczba otworów strzałowych						
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

W wyniku przeprowadzonych badań ustalono, że:

- liczba otworów nie zależy od ich głębokości w granicach 3 do 3,5 m,
- liczba otworów na 1 m² przodku szybu nie zależy od przekroju poprzecznego przy $s < 20$ m²,
- liczba otworów zmniejsza się 1,8 do 2,0 razy, gdy średnica ładunku zmienia się z 32 na 45 mm i 2,5 do 3,0 razy, gdy zostanie zmieniona na 55 mm.

Długość otworów strzałowych. Długość otworów strzałowych uzależniona jest od:

- fizykomechanicznych własności skał, a zwłaszcza od zwięzłości; w skałach zwięzłych głębokość otworów jest mniejsza;
- przypiływu wody; przy większych przepływach głębokość zabioru jest większa;
- przekroju szybu; w miarę wzrostu przekroju głębokość otworów również może się zwiększyć;
- organizacji robót; głębokość otworów dostosowuje się do czasu trwania cyklu;
- rodzaju wiertarek; dla większych głębokości konieczne jest stosowanie wiertarek o większej mocy.

Według Pokrowskiego długość otworów określa się ze względu na czas wiercenia i czas ładowania, gdyż czynności te w stosunku do innych czynności w cyklu zajmują najwięcej czasu.

Czas wiercenia:

$$l_{\text{wierc}} = \frac{t_w \cdot n_{\text{wr}} \cdot v_w}{N_0}, \quad (6.9)$$

gdzie:

- t_w – przyjęty czas wiercenia otworów, h,
- n_{wr} – liczba jednocześnie pracujących wiertarek w przodku,
- v_w – prędkość wiercenia jedną wiertarką, m/h,
- N_0 – liczba otworów.

Czas ładowania:

$$1 \text{ ład} = \frac{tz \cdot w_l \cdot n_{ld} \cdot \varphi}{s \cdot \eta_o}, \quad (6.10)$$

gdzie:

t_z – czas mechanicznego ładowania, h,

w_l – wydajność ładowarki, m^3/h ,

φ – 0,7–0,85 współczynnik wykorzystania czasowego ładowarki w przodku,

n_{ld} – liczba ładowarek,

s – powierzchnia przekroju przodku, m^2 ,

η_o – współczynnik wykorzystania otworu.

Dla prawidłowej organizacji robót powinien być spełniony warunek:

$$1 \text{ wiert} = 1 \text{ ład}.$$

W przypadku różnych wartości przyjmuje się mniejszą długość (głębokość) otworów. Wzór Pokrowskiego nie uwzględnia zależności od warunków geologicznych, wpływu współczynnika wykorzystania jednostkowego zużycia MW, liczby otworów i innych.

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 – pozwala na uzyskanie większego postępu budowy szybu.

W różnych krajach czyniono próby głębinienia szybów długimi (4,0 m) i krótkimi (1,6 do 2,4 m) otworami, aby odpowiedzieć na pytanie, jakiej długości otwory należy stosować.

Przy obecnym stanie techniki wiercenia otworów strzałowych wiertarkami indywidualnymi za najoptymalniejszą uznaje się głębokość otworów od 2,5 do 3,2 m.

Średnica otworu strzałowego. Podobnie jak długość otworów strzałowych, również wybór najracjonalniejszej średnicy ładunku materiału wybuchowego ma istotne znaczenie przy określeniu efektywności robót strzelniczych. Wyniki badań wskazują, że zwiększenie średnicy ładunku z 32 do 45 mm prowadzi do zmniejszenia liczb

by otworów w przodku, zwiększenia współczynnika wykorzystania otworów i całej wydajności robót strzelniczych. Zmiana średnicy otworów strzałowych uwarunkowana jest jednak możliwością użycia odpowiednich wiertarek i świrdrów oraz naboł MW o odpowiednich wymiarach.

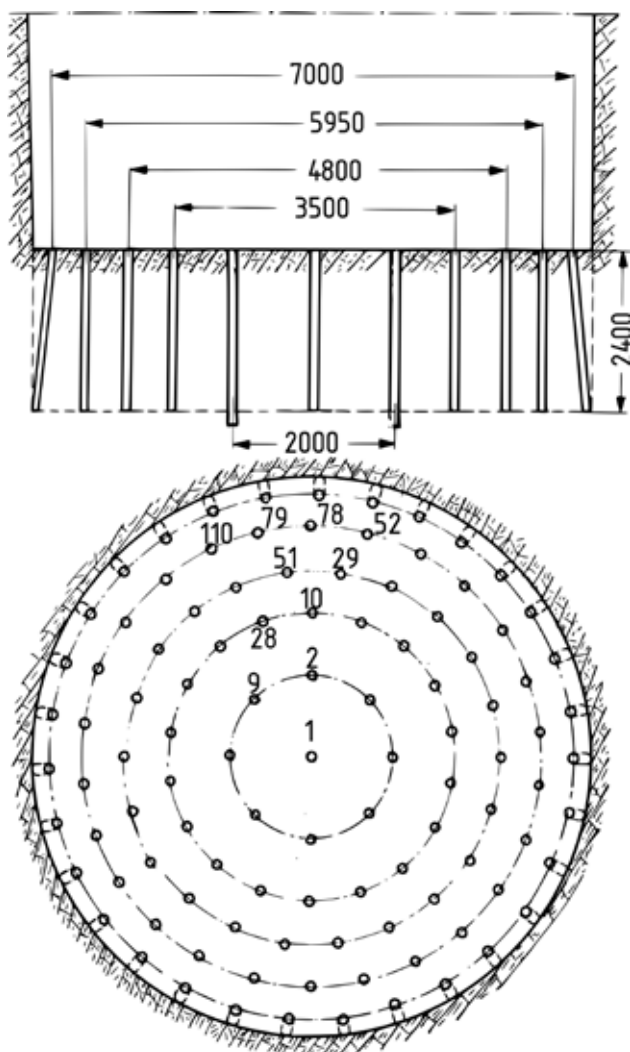
Rozmieszczenie otworów strzałowych. Powinno ono zapewniać:

- oderwanie i zruszenie skały na głębokość zabioru bez potrzeby stosowania dodatkowego urabiania,
- uzyskanie prawidłowego poprzecznego przekroju szybu,
- uniemożliwienie przeniesienia sił wybuchu z jednego otworu na drugi, a tym samym wyrzucenie nieodpalonego ładunku,
- równomierne i właściwe rozdrobienie skały,
- uzyskanie po odstrzale równej powierzchni przodku (dna i ociosów)
- uniknięcie uszkodzenia obudowy i urządzeń w szybie.

Rozmieszczenie otworów zależy od kształtu przekroju szybu, twardości skał, uławicenia i upadu warstw, przepływu wody, konstrukcji ładunku itp.

Przy głębieniu szybów o przekroju okrągłym w słabo nachylonych warstwach skalnych otwory rozmieszcza się na obwodzie współśrodkowych kół zakreślonych ze środka dna szybu. Liczba kół uzależniona jest od średnicy szybu. Otwór centralny (nazywany „piusem”), jest otworem pionowym. Jego długość wynosi $\frac{2}{3}$ pozostałych otworów. Zadaniem tego otworu jest rozkruszenie stożka skały, która urabiana jest przez otwory włomowe.

Otwory założone na obwodzie pierwszego koła od środka szybu nazywają się otworami włomowymi. Ich działanie polega na oderwaniu od calizny i skruszeniu skały zawartej w środku koła oraz na utworzeniu drugiej odsłoniętej powierzchni przodku w celu ułatwienia działania pozostałych otworów strzałowych. Liczba tych otworów zależna jest od twardości skał i wynosi od czterech do dziesięciu. Wierci się je pionowo, rzadziej pod kątem 75° ku osi szybu. Otwory włomowe zazwyczaj wierci się o 20 cm dłuższe niż pozostałe (Rys. 6.19).



Rys. 6.19. Schemat rozmieszczenia otworów strzałowych.

1 – otwór centralny (pius), 2–9 – otwory włomowe, 10–28 – otwory włomowe-pomocnicze, 29–79 – otwory pomocnicze, 79–110 – otwory ociosowe (wyrównujące, skrajne).

Odległość między otworami (mierząc po obwodzie kół) przyjmuje się w zależności od wytrzymałości skał przy przebijaniu:

- łupków gliniastych 1,2 do 1,3 m,
- łupków piaszczystych 1,0 do 1,1 m,
- piaskowców 0,8 do 0,9 m.

Otwory następnych okręgów nazywa się otworami pomocniczymi. Ich zadaniem jest oderwanie i rozkruszenie zasadniczej partii skalnej w szybie. Otwory te wierci się obecnie pionowo.

Otwory ostatniego okręgu nazywa się otworami obrysowymi lub ociosowymi. Ich zadaniem jest nadanie wyrobisku odpowiedniego wymiaru przekroju poprzecznego. Otwory te zazwyczaj wiercone są pod kątem 85° w stronę ociosu. W słabych skałach nachylenie otworów przyjmuje się odwrotnie. Podyktowane jest to obawą, aby siła wybuchu nie naruszyła słabych skał oraz by nie powstawały wyrwy w ociosach.

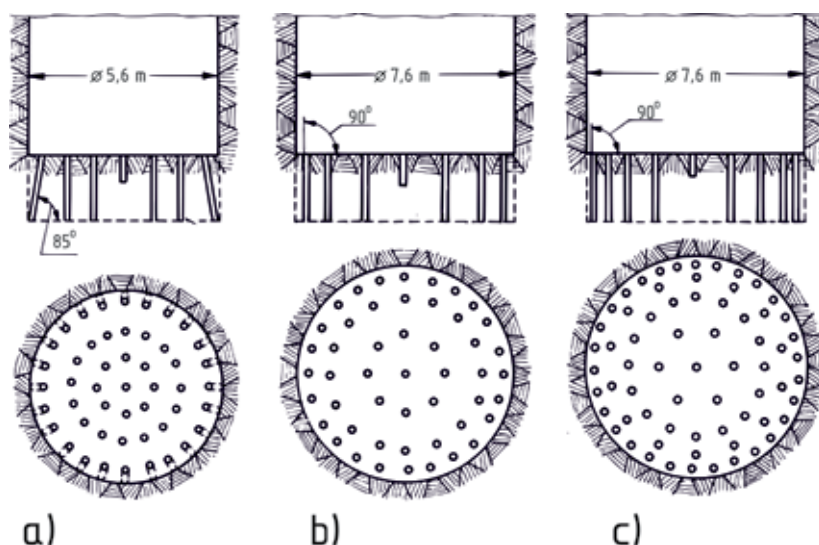
Istnieje pewna współzależność między liczbą poszczególnych rodzajów otworów strzałowych (włomowych, pomocniczych i ociosowych). Stosunek ten wynosi:

- przy trzech okręgach 1: 2: 3,
- przy czterech okręgach 1: 2: 3: 4,
- przy pięciu okręgach 1: 2: 3: 4: 5.

Wielkość średnic okręgów, na których rozmieszcza się otwory strzałowe w zależności od średnicy szybu $\underline{D}$ w wyłomie wynosi:

- przy nabojach 32 mm,
- przy trzech okręgach (0,35; 0,66; 0,93) $\underline{D}$,
- przy czterech okręgach (0,35; 0,54; 0,7; 0,93) $\underline{D}$,
- przy pięciu okręgach (0,27; 0,33; 0,6; 0,73; 0,94) $\underline{D}$.

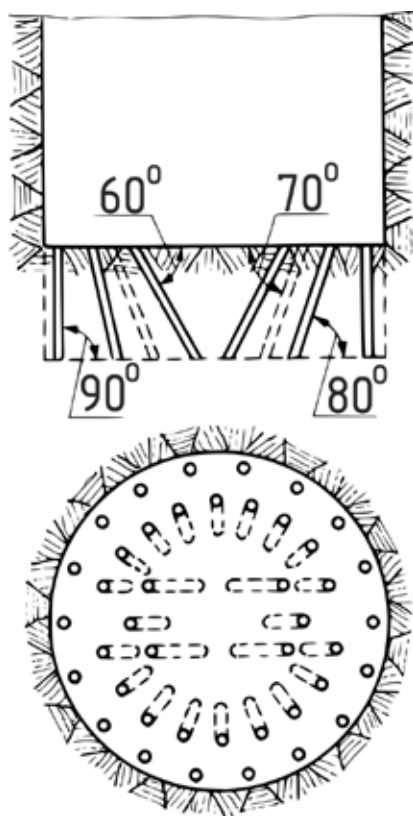
Przykłady rozmieszczenia otworów w szybach w zależności od ich średnicy i charakteru skał przedstawiono na Rys. 6.20.



Rys. 6.20. Rozmieszczenie otworów strzałowych w szybach w zależności od ich średnicy i charakteru skał. a – w piaskowcu, b – w łupku, c – w piaskowcu.

Przy stromym zaleganiu warstw skalnych w szybie rozmieszczenie otworów strzałowych na obwodach współśrodkowych okręgów nie daje pożądanych rezultatów, gdyż współczynnik wykorzystania otworów strzałowych jest mały. Dotyczy to tych otworów, których kierunek przebiega zgodnie z uwarstwieniem skał.

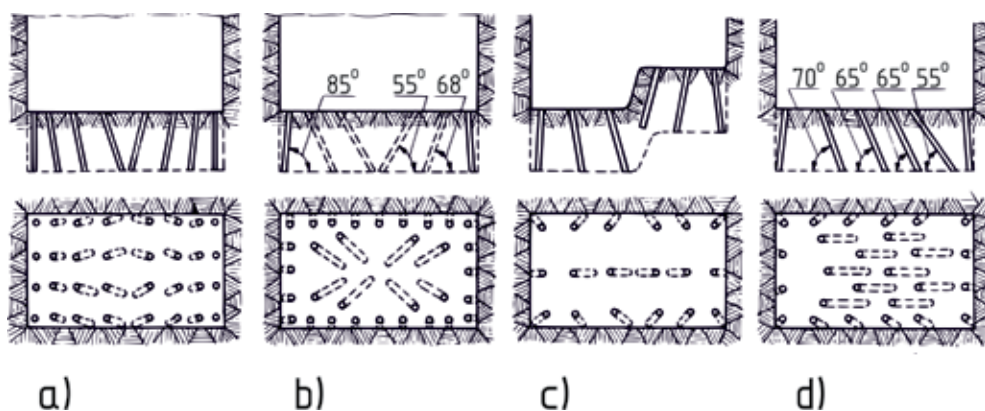
Na rys 6.21 przedstawiono przykładowo rozmieszczenie otworów, jakie stosuje się przy stromo zalegających warstwach skalnych.



Rys. 6.21. Rozmieszczenie otworów strzałowych w szybie przy stromym zaleganiu warstw skalnych.

Rozmieszczenie otworów strzałowych w szybach prostokątnych jest w zasadzie analogiczne do rozmieszczenia otworów, które stosuje się w wyrobiskach korytarzowych. Rozmieszczanie otworów jest również uwarunkowane charakterem uwarstwienia, wytrzymałością skał oraz szczelinowością.

Przykłady rozmieszczenia otworów w tego rodzaju szybach pokazano na rys 6.22.



Rys. 6.22. Rozmieszczenie otworów strzałowych w szybach o przekroju prostokątnym. a – wręb klinowy, b – wręb piramidalny, c – wręb stopniowy, d – wręb klinowo-boczny.

6.3.7. Określenie parametrów robót strzałowych na podstawie wyników strzelań wzorcowych

Strzelania wzorcowe oparte są na założeniach teoretycznych i wynikach strzelań próbnych. Mają one na celu sprawdzenie założeń teoretycznych i ustalenie danych technicznych dla prowadzenia robót strzelniczych, czyli tzw. metryki strzałowej.

Wzorcowe strzelanie polega na ustaleniu średnic poszczególnych okręgów rozmieszczania otworów strzałowych oraz odległości między otworami na okręgu tak, aby uzyskać najlepszy efekt urabiania skał przy użyciu MW oraz prawidłowy zarys wyłomu. Ze względu na zmniejszenie pionowego rozrzutu skały otwory włomowe ładuje się najmniejszą ilością MW. Otwory kolejnych okręgów ładuje się coraz większą ilością MW, przy zachowaniu ładowania otworów na okręgu tą samą ilością MW. Przykład opracowania metryki strzałowej na przepisowych wzorach przedstawiono w Tabl. 6.15 oraz na Rys. 6.23.

Tabl. 6.15

E. Otwory strzałowe, ładunki MW, przybitka

1	Maksymalne dopuszczalne ładunki MW – wg rodzajów MW	Dynamit skalny 5 G 3 1950 g
2	Przeciętna ilość MW na jeden odstrzał	219 kg

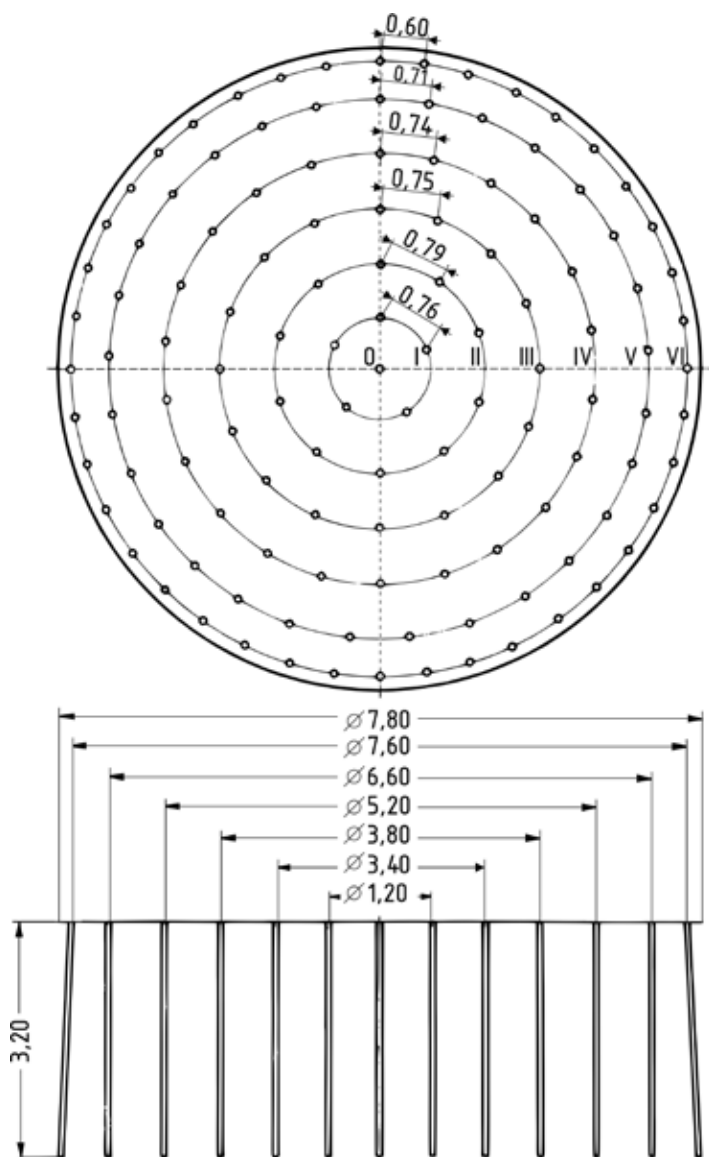
3	Maksymalna dopuszczalna ilość otworów w jednej serii	123
4	Maksymalna długość otworów strzałowych	3,2 m
5	Głębokość zabioru	3,2 m
6	Przybitka jej rodzaj i sposób wykonania	Piasek z wodą

F. Rygory dodatkowe ustalone warunkami dopuszczenia, względnie – zezwoleniami lub zarządzeniami urzędów górniczych dotyczących:

1	Zapalarek	–
2	Sprzętu strzałowego	–
3	Materiałów wybuchowych	–
4	Środków inicjujących	–
5	Zwalczania zagrożeń	–

G. Zestawienie otworów

Nr kręgu	Maks. ilość otworów w kręgu	Numery otworów w kręgu (od do)	Maks. długości 1. otworu, m	Kąt nachylenia w stopniach	Maks. wielkość ładunku w gr. 1. otworu	Maks. ilość MW w kręgu	Stopień opóźnienia ZE	Uwagi
I	6	1–6	3,2	90	1500	9,0	0	
II	10	7–16	3,2	90	1650	16,5	1	
III	16	17–32	3,2	90	1650	26,4	2	
IV	22	33–54	3,2	90	1950	42,9	3	
V	29	55–83	3,2	90	1800	52,2	4	
VI	40	84–123	3,2	85	1800	72,0	5	
			Razem:		–	219,0	: 152,8	= 1433 g/m ³



Rys. 6.23

W celu zmniejszenia oddziaływania robót strzelniczych na górotwór oraz zmniejszenia możliwości uszkodzenia rur mroźniowych roboty strzelnicze prowadzić można w dwóch fazach. Faza pierwsza obejmuje środkową część szybu, zaś faza druga – pozostałą część poszerzającą wyłom dokonany w fazie pierwszej.

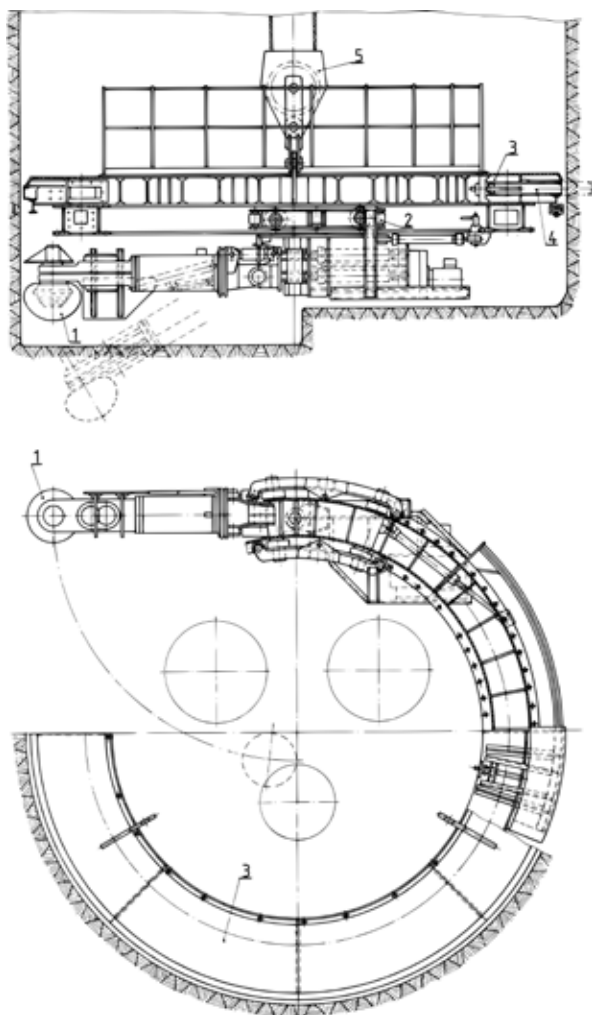
Dla całkowitego bezpieczeństwa materiałami wybuchowymi urabia się nie całą powierzchnię wyłomu, lecz np. 75%, pozostawiając strefę przyociosową do ręcznego urabiania młotkiem obudowy.

6.4. Mechaniczne urabianie i ładowanie skał

Mechaniczne urabianie skał. Może ono być stosowane w celu wyeliminowania:

- ręcznego urabiania skał sypkich i mało spoistych, jak również skał zamrożonych,
- robót strzelniczych (aby uniknąć pęknięcia rur mrozeniowych) lub też dla uzyskania korzystniejszych parametrów techniczno-ekonomicznych głębienia szybu, np. w kopalniach soli.

Za przykład rozwiązania może posłużyć urządzenie do mechanicznego urabiania skał zastosowane przez Zakład Robót Górniczych w Mysłowicach przy głębieniu szybu w kopalni soli. Polegało ono na tym, że głowicę kombajnu do drążenia wyrobisk w skałach zwięzłych przystosowano do urabiania skały w głębionym szybie. Głowica ta (Rys. 6.24) została zamontowana na wózku jezdnym przemieszczanym po stalowym pierścieniu jezdnym. Pierścień ten zawieszony był poprzez zblocze na kołowrocie o nośności 15 kN zamontowanym na powierzchni. Za pomocą tego kołowrotu przemieszczano pierścień o całkowity zabór skrawania wynoszący 1,5 m.



Rys. 6.24. Urządzenie do mechanicznego urabiania skały z głowicą urabiającą.

1 – głowica urabiająca, 2 – wózek jezdny, 3 – jezdni, 4 – siłowniki hydrauliczne do stabilizacji jezdni, 5 – zbloce do zawieszenia urządzenia.

W czasie pracy pomost z jezdnią stabilizowany (utwierdzany) był od ociosów skalnych przy użyciu siłowników hydraulicznych. Urządzenie obsługiwane było z dna szybu. Skałę w przodku urabiano zabiorami o głębokości 0,5 m. Wysięg głowicy urabiającej zezwalał na wykonanie trzech zabiorów, tj. 1,50 m z jednego położenia pierścienia nośnego. Skałę ładowano do kubłów ładowarką typu Gryf-1p.

Wyłom prowadzono odcinkami długości do 30 m, zabezpieczając ociosy szybu obudową kotwioną.

Charakterystyka urządzenia

1. Organ urabiający:

Moc silnika napędowego, kW	100
Obroty silnika, obr/min.....	1480
Napięcie zasilania, V	380, 500
Prędkość (głowicy skrawającej), m/s.....	2,5 do 3,0
Wydajność urabiania skały w zależności od jej twardości, m ³ /h. do 60	
Twardość urabianej skały, MPa	max 80,0

2. Napęd hydrauliczny organu urabiającego:

Moc silnika napędowego, kW	11
Silnik hydrauliczny tłokowy o wydajności, dm ³ /m	72
Napięcie zasilania, V	380, 500
Silnik hydrauliczny tłokowy o wydajności, dm ³ /min	72
Czas obrotu głowicy o kąt 85°, s	11
Czas podnoszenia i opuszczania głowicy, s.....	4 do 6
Czas zablokowania i odblokowania mechanizmu jazdy, s	1,5
Prędkość jazdy po obwodzie, m/min	6,5

3. Masa:

Zblocze linowe 600, kg.....	1350
Mechanizm urabiający, kg	8300
Jezdnia organu urabiającego średnia zewnętrzna 7430, kg	18 900

Urządzeniem tym osiągnęto w górotworze solnym postępy miesięczne od 30 do 50 m.

Mechaniczne ładowanie skały. Urządzenia do mechanicznego ładowania skały w szybach można podzielić na:

- urządzenia częściowo mechanizujące ładowanie i wymagające mniejszego lub większego nakładu pracy ludzkiej,
- urządzenia w pełni mechanizujące ładowanie skały w szybie.

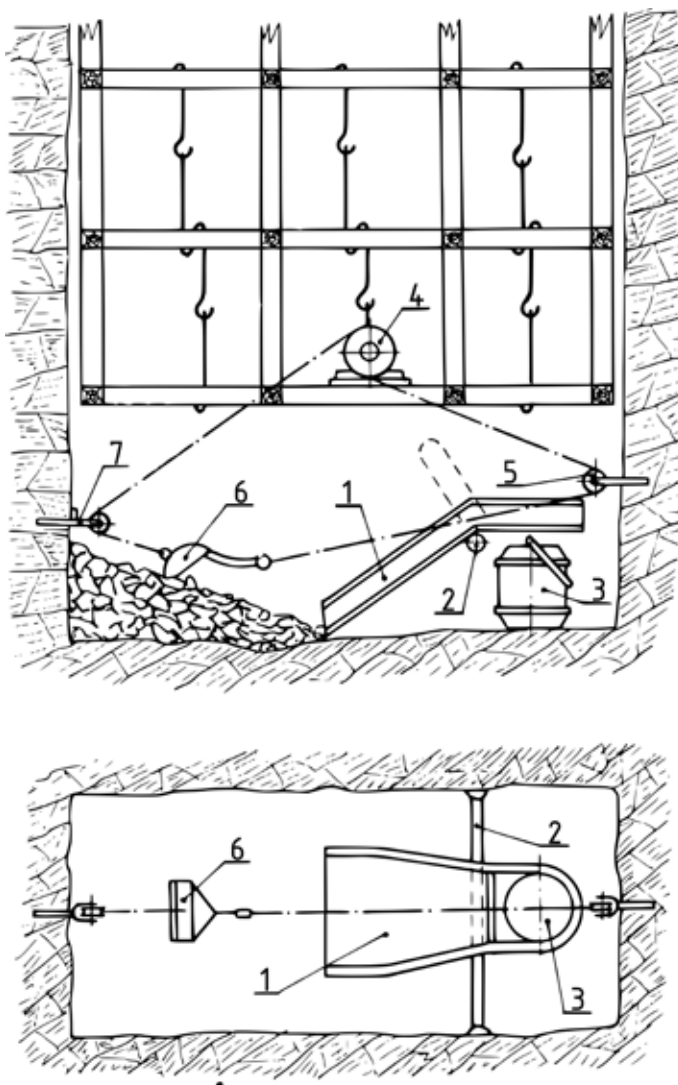
Ze względu na konstrukcję urządzenia do mechanicznego ładowania (czyli ładowarki szybowe), można podzielić na:

- ładowarki zgarniakowe,
- ładowarki łyżkowe,
- ładowarki chwytakowe:
 - z chwytakiem o małej pojemności sterowanym ręcznie,
 - z chwytakiem o dużej pojemności sterowanym mechanicznie i przymocowanym do specjalnej konstrukcji w szybie lub do pomostu wiszącego.

Stosując te urządzenia, mechanizuje się jedną z najcięższych operacji w cyklu głębinia, zajmującą 30 do 40% ogólnego czasu wykonania 1 m szybu.

W procesie ładowania można wyróżnić dwie podstawowe fazy. W pierwszej fazie ładowana jest przeważająca (do 90%) masa urobku o mniej więcej jednakowym rozdrobnieniu. Uzyskiwana w tej fazie wydajność ładowania jest największa. W drugiej fazie ładowana jest pozostała masa urobku, który wymaga niekiedy częściowego rozdrobnienia lub też oderwania od podłoża. Ładowany jest również urobek znajdujący się w bezpośrednim sąsiedztwie ociosów. W fazie tej konieczna jest pomoc górników, którzy ręcznymi narzędziami zgarniają urobek do środka szybu. Faza ta nosi nazwę dobierki i jest bardzo czasochłonna. W zależności od struktury skał i prowadzenia robót strzelniczych zajmuje ona niekiedy 50% całkowitego czasu przeznaczonego na ładowanie urobku z jednego zaboru.

Ładowarki zgarniakowe stosowane mogą być w szybach o dużym przekroju (np. w szybowych zbiornikach podszkawkowych) lub też przy wykonywaniu z szybu wlotów podszybi.



Rys. 6.25. Ładowanie urobku w szybie ładowarką zgarniakową.

1 – pomost załadowniczy, 2 – rozpora, 3 – kubel, 4 – kołowrót dwubębnowy, 5 – krążek odchylny, 6 – zgarniak.

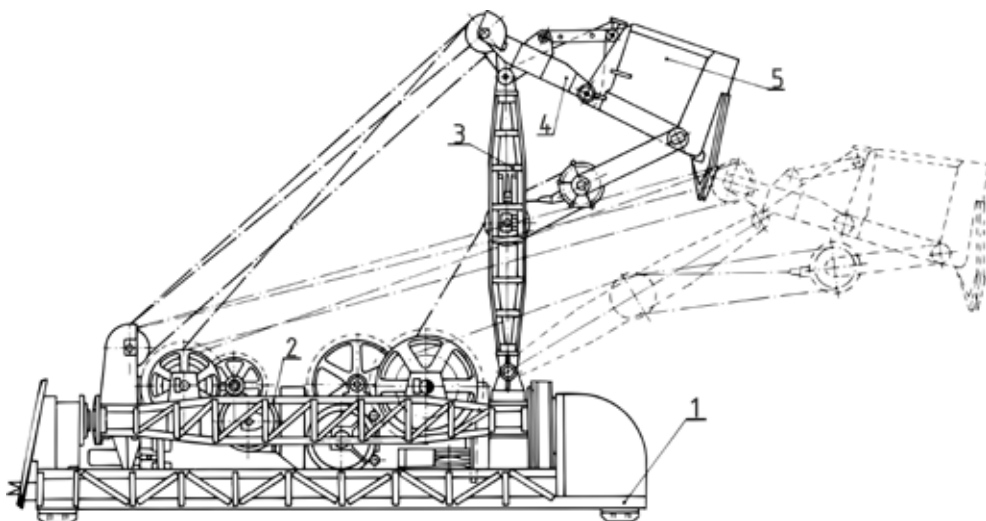
Przykład tego rodzaju urządzenia pracującego w szybie pokazano na Rys. 6.25. Pomost załadowniczy 1 opiera się na rozporze 2 utrzymującej nad kubłem 3 nachyloną i poziomą część pomostu. Na pomoście roboczym umocowanym w obudowie ustawia się dwubębnowy kołowrót 4 o mocy 10 KW.

Lina robocza tego kołowrotu jest przeciągnięta przez krążek 5 i zaczepiona do przedniego boku zgarniaka 6. Lina zwrotna natomiast przechodzi przez krążek 7 i jest 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 podnosi się część poziomą pomostu, umożliwiając wyciągnięcie kubła.

W przypadku zastosowania w głębinym szybie ładowarki przy drażeniu wlotów podszybia ładowarką zgarniakovą urobek przemieszcza się z wlotu do szybu, gdzie następnie ładowarką chwytakową ładuje się go do kubłów.

Ładowarki łyżkowe znalazły zastosowanie przy ładowaniu skały w szybach. W zależności od konstrukcji podzielić je można na podsiębierne i nadssiębierne. Stosuje się je w szybach o mniejszym przekroju poprzecznym. Przykładem ładowarki podsiebiernej jest ładowarka łyżkowa typu ER-3 wyprodukowana w ZSRR (Rys. 6.26).

Ładowarka tego typu składa się z następujących zasadniczych elementów: ramy podstawowej 1, ramy obrotowej 2, wysięgnika 3, krótkiego ramienia 4, łyżki 5. Zespół sterujący opuszcza się do ładowania na linie na odległość ok. 3 m ponad urobkiem. Ładowarką steruje się z kabiny umieszczonej na ładowarce powyżej czoła przodku. Schemat pracy tej ładowarki pokazano na Rys. 6.26.



Rys. 6.26. Ładowarka łyżkowa podsiębierna typu KR-2.

1 – rama podstawowa, 2 – rama obrotowa z krążkami i kołowrotem, 3 – wysięgnik, 4 – łyżka ładowarki, 5 – zawieszenie ładowarki, 6 – kubel.

Ładowarki chwytakowe należą do urządzeń stosowanych obecnie niemal wyłącznie do ładowania urobku w szybach.

Chwytaki ładowarek mogą mieć małą pojemność od 0,1 do 0,3 m³ (typu ŁCH-2, Gryf-1P produkcji polskiej), K-S3, B Cz-1 m /produkcji ZSRR/ lub dużą pojemność od 0,3 do 0,65 m³ (typu CLS – produkcji polskiej), KS-2u, KS-1, KS-2, KS-5 (produkcji ZSRR). Większość z tych ładowarek sterowana jest z kabiny znajdującej się ponad przodkiem szybowym. Niektóre z nich, jak np. typu KS-1 i KS-2 sterowana jest ze stanowiska na przodku.

Stosowane w polskim budownictwie szybowym ładowarki typu ŁCH-2, CLS i KS-2u omówione zostały szczegółowo w rozdz. 5.

Ładowarka chwytakowa ręcznie wodzona typu Gryf-1P stosowana jest w szybach o mniejszej średnicy (do 6,0 m) oraz przy mniejszej głębokości, gdy montaż ładowarki kabinowej nie jest opłacalny.

Podwieszają ją do kołowrotu ustawionego najczęściej na pomoście wiszącym, który utrzymywany jest w odległości 20 do 30 m od dna szybu. Odległość ta zapewnia należyty kąt wychylenia ładowarki, zezwalając na wybieranie skały spod

ociosów, bez konieczności uciążliwej i niebezpiecznej pracy dopychania ładowarki przez górników. Stąd też do obsługi tej ładowarki zazwyczaj nie wystarcza sam operator, potrzebna jest również osoba pomagająca w jej naprowadzaniu. Liczba równocześnie pracujących ładowarek zależy od wielkości przekroju poprzecznego szybu w wyłomie oraz od zdolności wyciągowej.

W przypadku pracy dwóch lub trzech ładowarek powinien zostać określony (dla racjonalnej i bezpiecznej pracy) schemat rozmieszczenia ładowarek oraz podział szybu na segmenty, w których poszczególne ładowarki powinny ładować urobek. Zapewnia to również lepsze bezpieczeństwo górnikom zatrudnionym na dnie szybu.

Rodzaj skały jest jednym z czynników wpływających na wydajność ładowania. Im większe rozdrobnienie urobku, tym wydajniej ładuje się skałę. Również skałę wilgotną ładuje się lepiej od suchej. Przy większym dopływie wody wydajność ładowania zmniejsza się wskutek spływania urobku.

Cisnienie i ilość powietrza sprężonego również mają duży wpływ na wydajność ładowania. Za minimum należy uznać ciśnienie 0,45 MPa. Zagadnienie to jest szczególnie ważne w szybach zaopatrywanych z ogólnej sieci kopalnianej, w której o pewnych porach powstają silne spadki ciśnienia.

Stosowanie ładowarek chwytakowych o większej pojemności czerpaka z mechanicznym sterowaniem obsługiwanym z kabiny znacznie poprawia wydajność cyklu ładowania oraz komfort pracy. Większy ciężar chwytaka, większe rozwarście szczęk oraz siła docisku umożliwiają ładowanie skały o mniejszym rozdrobnieniu. Odpada konieczność dopychania czerpaka. Liczba ludzi zatrudnionych w przodkach ogranicza się do obsługi kubłów i nadawania sygnałów.

W przypadku urządzeń wyciągowych jednokubłowych, gdzie nie ma potrzeby odpinania zawiesia w czasie ładowania, obsługa kubłów jest uproszczona, a wydajność ładowania i komfort pracy wzrasta. Również zawodnienie przodku nie stanowi większego utrudnienia (jak działo się przy ładowarkach z ręcznym wodzeniem). Czerpak o dużej pojemności umożliwia wybranie dużej ilości wody razem z urobkiem. Ogranicza to konieczność stosowania przodkowego odwodnienia w okresie ładowania urobku do dopływów powyżej 30 dm³/min.

W przypadku ładowarek kabinowych powinny być zapewnione należyta sygnalizacja i możliwość blokady ruchu kubła, gdy ramię wysięgnika ładowarki znajduje się w przedziale kubłowym poniżej pomostu.

Mechaniczne ładowanie skały, zwłaszcza ładowarkami mechanicznymi sterowanymi z kabiny, pozwoliło na znaczne zmniejszenie cyklu ładowania skały w ogólnym bilansie robót, a tym samym – na zwiększenie postępów głębienia szybów.

6.5. Obudowa tymczasowa szybu

Pod nazwą obudowy tymczasowej szybu rozumie się taką obudowę, która zabezpiecza ociosy szybu w zagłębionym odcinku przed obrywaniem się i wypadaniem brył skalnych aż do czasu wykonania obudowy ostatecznej. Tymczasowa obudowa może mieć postać:

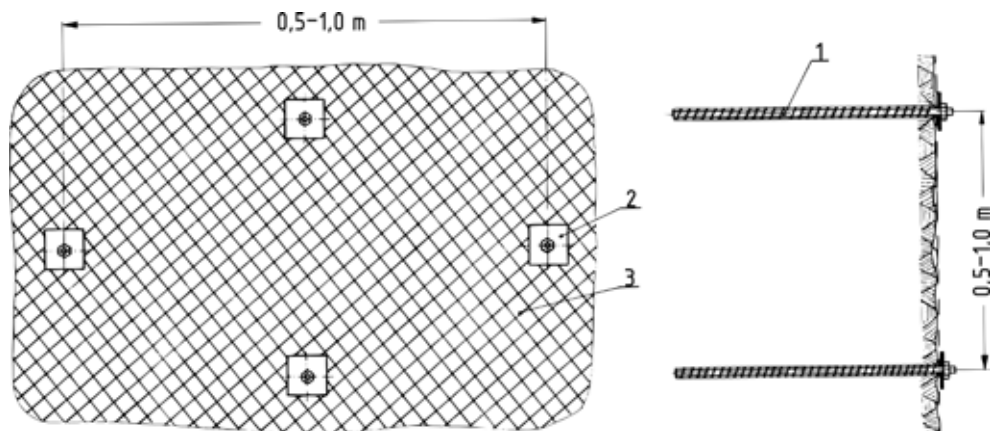
- ruchomej tarczy pierścieniowej osłaniającej ociosy w przodku,
- obudowy kotwiowej,
- obudowy z pierścieni stalowych jako konstrukcja samodzielna lub kotwiowa,
- obudowy kamiennej wstępnej.

Zazwyczaj przyjmuje się, że ociosy przodku powyżej 3 m od dna powinny być zabezpieczone obudową. Tylko w niektórych rodzajach skał, np. soli i zwięzłych skałach zamrożonych, wysokość ta może być większa.

Najprostszą ruchomą obudową tymczasową jest stalowe odeskowanie, które w miarę potrzeby przemieszcza się ku dnie szybu, zabezpieczając ludzi pracujących w przodku przed obrywającymi się odłamkami skał. Innym rodzajem ruchomej obudowy przesuwnej jest specjalna konstrukcja o długości od kilkunastu do kilkudziesięciu metrów podwieszona do samodzielnej konstrukcji nośnej lub do pomostu wiszącego. Umożliwia ona wykonanie obudowy ostatecznej nie z przodku szybowego, lecz z pomostu wiszącego (Rys. 6.8).

Obudowa kotwiowa jest obecnie coraz częściej stosowana jako obudowa tymczasowa szybów. Może ona być stosowana samodzielnie lub w połączeniu z obudową z pierścieni stalowych. W zależności od wytrzymałości skał stosuje się obudowę z kotwi długości 1,6 lub 2,4 m. Wyjątkowo w warstwach naruszonych lub

przy obudowie szybów w rejonie wlotów podszybi stosuje się kotwie długości 3,0 do 5,0 m. Stosuje się również kotwie wklejane (ładunek utwardzający złożony jest z dwuskładnikowych żywic sztucznych). Trzpienie wykonane są ze stali budowlanej, najczęściej żebrowanej, o średnicy 22 mm. W zależności od zwięzłości skał i wielkości wyrobiska kotwie rozmieszcza się naprzemiennie w odstępach 0,5 do 1,0 m (Rys. 6.27).



Rys. 6.27. Tymczasowa obudowa kotwiowa szybu.
1 – kotwie wklejane, 2 – przekładki, 3 – siatka stalowa.

Za kryterium doboru kotwi, a zwłaszcza długości i ich wzajemnej odległości, służy domniemana wielkość strefy odprężonego górotworu wokół wyrobiska. Podstawą prawidłowej pracy obudowy kotwiowej jest konieczność utwardzenia końcowej części kotwi w skałę nieodprężonej. Wymaga to zarówno odpowiedniej długości kotwi, jak i takiego dobrania czasu wiązania ładunku utwardzającego z żywicy, aby utwardzenie kotwi (a więc czas twardnienia żywicy) nastąpiło przed odprężeniem górotworu. Dla ochrony przodku przed odłamkami skał równocześnie z kotwieniem dokonuje się opinki ociosów siatką stalową o wielkości oczek 50×50 mm i grubości drutu 3,0 mm. Obudowę tę pozostawia się na stałe jako wzmocnienie obudowy ostatecznej.

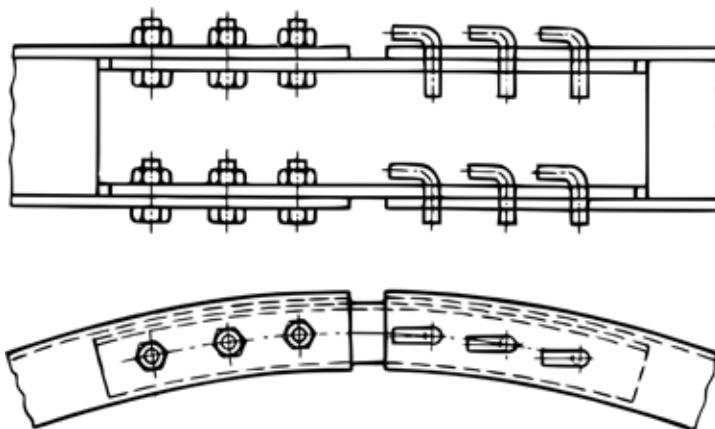
Obudowę z pierścieni stalowych stosuje się w tych przypadkach, gdy przewiduje się, że strefa odprężonych skał wokół zarysu szybu będzie większej grubości (wykraczającej poza umocowanie kotwiami) i gdy czas pracy tej obudowy jest dłuższy.

Pierścienie obudowy tymczasowej wykonuje się ze stali profilu korytkowego NP-16 lub NP-18. Każdy pierścień składa się z sześciu lub ośmiu oddzielonych członów. Masa jednego członu wynosi od 60 do 70 kg. Poszczególne człony pierścienia łączone są za pomocą nakładki ze stali o profilu ceowym i przekroju mniejszym aniżeli pierścienie. Nakładki połączone są z pierścieniem z jednej strony za pomocą śrub, a z drugiej za pomocą hakowych sworzni (Rys. 6.28).

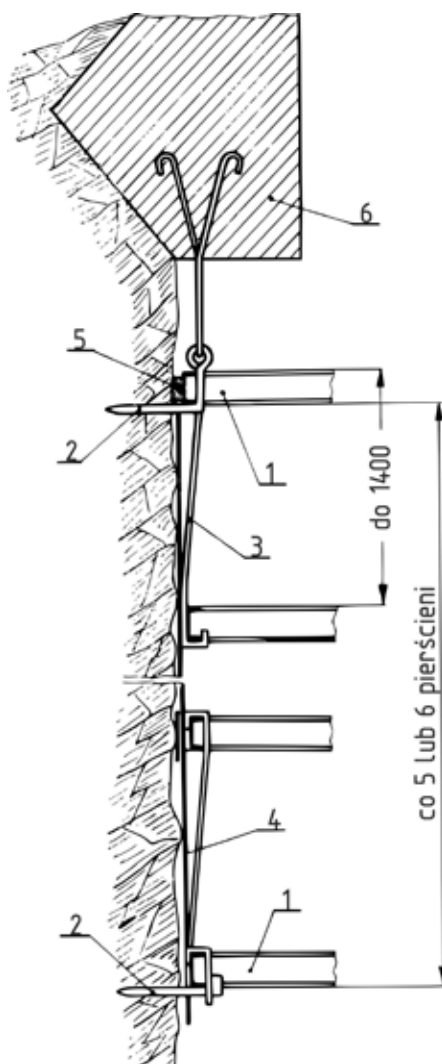
Pierścienie oraz nakładka mają po kilka otworów, które umożliwiają zmniejszenie lub zwiększenie średnicy pierścienia. Jest to potrzebne zarówno do odpowiedniego dopasowania pierścienia do średnicy szybu w wyłomie (tolerancja), jak i w przypadku zmniejszenia lub zwiększenia grubości obudowy ostatecznej, a zatem zmiany średnicy wyłomu.

Pierścienie obudowy tymczasowej zakłada się w odległości 0,75 do 1,5 m od siebie. Odległość ta uzależniona jest od wytrzymałości skał. Pierwszy pierścień zawieszany się na hakach, których górne końce umocowane są do obudowy ostatecznej poprzedniego odcinka szybu. Haki do podwieszenia obudowy tymczasowej wykonuje się zwykle ze stali okrągłej ϕ 25 mm. Odstęp między hakami, licząc po obwodzie pierścienia, wynosi 1,2 do 1,5 m. Zamiast haków stosuje się kotwienie. Kotwie mocuje się do skał poprzez otwory wywiercone w pierścieniach.

Dla lepszego usztywnienia i wzmocnienia obudowy tymczasowej (ze względu na roboty strzelnicze) pierścienie obudowy tymczasowej usztywnia się cięgłami lub rozporami. Ogólny widok obudowy tymczasowej pokazano na Rys. 6.29.



Rys. 6.28. Tymczasowa obudowa szybu z pierścieni stalowych – szczegół połączenia.



Rys. 6.29. Tymczasowa obudowa szybu z pierścieni stalowych.

1 – pierścień obudowy tymczasowej, 2 – hak dla umocowania obudowy, 3 – hak podtrzymujący pierścień obudowy, 4 – okładziny lub siatka, 5 – kliny dla usztywnienia obudowy, 6 – stopa obudowy ostatecznej.

W celu zabezpieczenia przodku szybowego przed spadaniem odłamków skał opadających z ociosów stosuje się opinę wykonaną z siatek stalowych, blach, okładzin (desek żelbetowych) lub desek drewnianych.

W przypadku wznoszenia obudowy ostatecznej murowanej lub betonowanej prowadzi się ją z dołu do góry, budując elementy obudowy tymczasowej. Gdy obudowa ta jest zaciśnięta i jej wykonanie byłoby niebezpieczne, obudowę tę pozostawia się zamurując lub zabetonowując ją.

W niektórych przypadkach, gdy trwałość szybu jest krótka (m.in. szyby technologiczne dla wykonania dużych wyrobisk podziemnych, jak np. komory hydroelektrowni podziemnych) obudowę tę pozostawia się jako ostateczną.

Obudowę murową jako obudowę tymczasową stosuje się obecnie dość powszechnie. W przeciwieństwie do poprzednio opisanych obudów obudowy tej nie usuwa się, lecz pozostawia się ją na stałe. Stąd druga jej nazwa obudowa wstępna. Niekiedy bywa ona wliczona w konstrukcję obudowy ostatecznej.

Obudowę kamienną wstępną wykonuje się w tym przypadku, gdy zwięzłość górotworu jest niewystarczająca dla otwarcia zabierki bez obudowy zezwalającej na wzniesienie obudowy ostatecznej. Występuje to np. w pełzających iłowcach i zamrożonych skałach, w druzgotach skał zwięzłych (szczeliny uskokowe, wymycia, wyklinienia).

Obudowę tę wykonuje się z cegły, betonitów, paneli lub z betonu. Wykonanie tego rodzaju obudowy nie różni się zbytnio od wykonania kamiennej obudowy ostatecznej i będzie omówione w rozdziale o wykonaniu ostatecznej obudowy szybu.

7. Obudowa ostateczna szybów

Uwzględniając materiały stosowane do obudowy ostatecznej szybu, wyróżnia się następujące rodzaje obudów:

- 1) obudowę drewnianą;
- 2) obudowę murowaną:
 - z cegły,
 - z betonitów,
 - betonitowo-betonową;
- 3) obudowę panelową;
- 4) obudowę betonową;
- 5) obudowę żelbetową;
- 6) obudowę tubingową.

Ze względu na ochronę szybu przed wodą wypływającą ze skał górotworu, obudowy można podzielić na:

- wodoprzepuszczalne,
- wodoszczelne.

Oprócz wymienionych rodzajów obudowy mogą być stosowane obudowy mieszane, np. murowo-betonowa, betonitowo-betonowa, stalowo-betonowa. W tym przypadku jeden z rodzajów obudowy pełni zazwyczaj funkcję obudowy wstępnej lub elementu uszczelniającego, a drugi – zadanie konstrukcji nośnej.

Obudowy szybowe mogą być również sztywne (tj. nieprzystosowane do wybierania złoże w filarze ochronnym szybu) i obudowy elastyczne, gdy przewiduje się eksploatację złoże w filarze ochronnym szybu. Omówienie tego rodzaju obudów szybowych będzie przedmiotem drugiej części książki.

7.1. Obudowa drewniana

Obudowę drewnianą obecnie stosuje się bardzo rzadko i to jedynie w szybach i szybikach pomocniczych i drugorzędowych. Powodem tego jest deficytowość drewna, krótkotrwałość obudowy (12 do 15 lat), duże rozmiary szybów oraz znaczne wymagania wytrzymałościowe ze względu na głębienie szybów w zawodnionych skałach sypkich na znacznych głębokościach. Dlatego drewno do obudowy stosuje

się jeszcze do remontu istniejących drewnianych obudów szybów oraz do obudowy szybków poszukiwawczych przy robotach geologicznych, do obudowy płytkich pomocniczych szybów o małym przekroju i krótkim czasie trwania (rudę metali, glinki ogniotrwałe, roboty inżynierskie).

Do wykonywania obudowy stosować można drewno sosnowe, modrzewiowe, dębowe, świerkowe lub akacjowe. Drewno sosnowe, modrzewiowe oraz dębowe są spośród wymienionych najbardziej odporne na gnienie. W celu zwiększenia trwałości obudowy drewno nasycy się środkami impregnującymi, najczęściej związkami fluorowymi (np. fluorek sodu).

Zaletami obudowy drewnianej szybów są:

- odporność na działanie wód agresywnych,
- łatwy sposób przygotowania elementów obudowy (może ono mieć miejsce na powierzchni),
- szybkość i łatwość zakładania,
- podatność na ciśnienie skał,
- łatwość naprawy i wymiany.

Do wad tego rodzaju obudowy należy:

- łatwopalność (groźne pożary szybów),
- duża skłonność do gnicia, zwłaszcza w wilgotnym prądzie ciepłego powietrza.

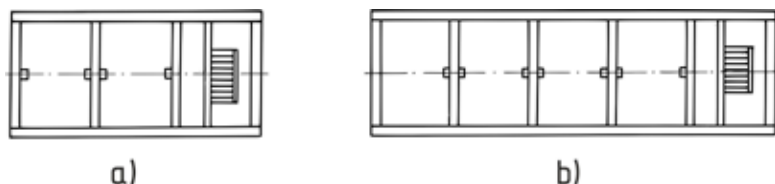
W zależności od konstrukcji i sposobu wykonania obudowy drewniane dzieli się na wieńcowe:

- pełne,
- słupkowe,
- zawieszane (podwieszane na ciągłach).

7.1.1. Obudowa wieńcowa pełna

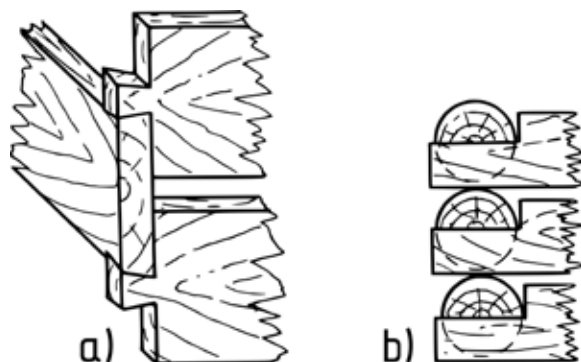
Obudowę tego rodzaju stosuje się w szybach o przekroju prostokątnym lub kwadratowym. Składa się ona z wieńców (ram) ułożonych jeden nad drugim. W zależności od przeznaczenia szybu przekrój poprzeczny podzielony jest belkami (rozporami)

na trzy lub pięć przedziałów, z których jeden stanowi przedział drabinowy, a pozostałe przeznaczone są dla urządzeń wyciągowych (Rys. 7.1).

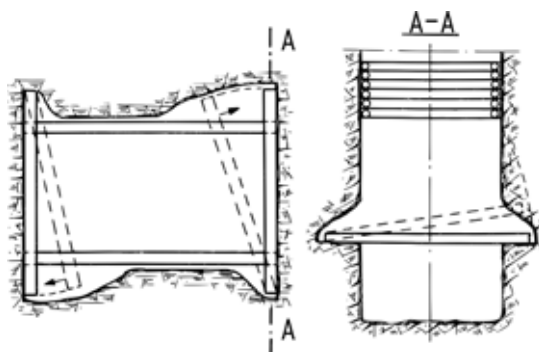


Rys. 7.1. Obudowa drewniana szybu
a – jednowyciągowego, b – dwuwyciągowego.

Poszczególne wieńce obudowy wykonuje się z drewna okrągłego lub z belek, które mogą spoczywać bezpośrednio na sobie lub w odstępach 3 do 10 cm. Uzyskuje się to przez specjalny sposób łączenia oddzielnych belek (Rys. 7.2a).



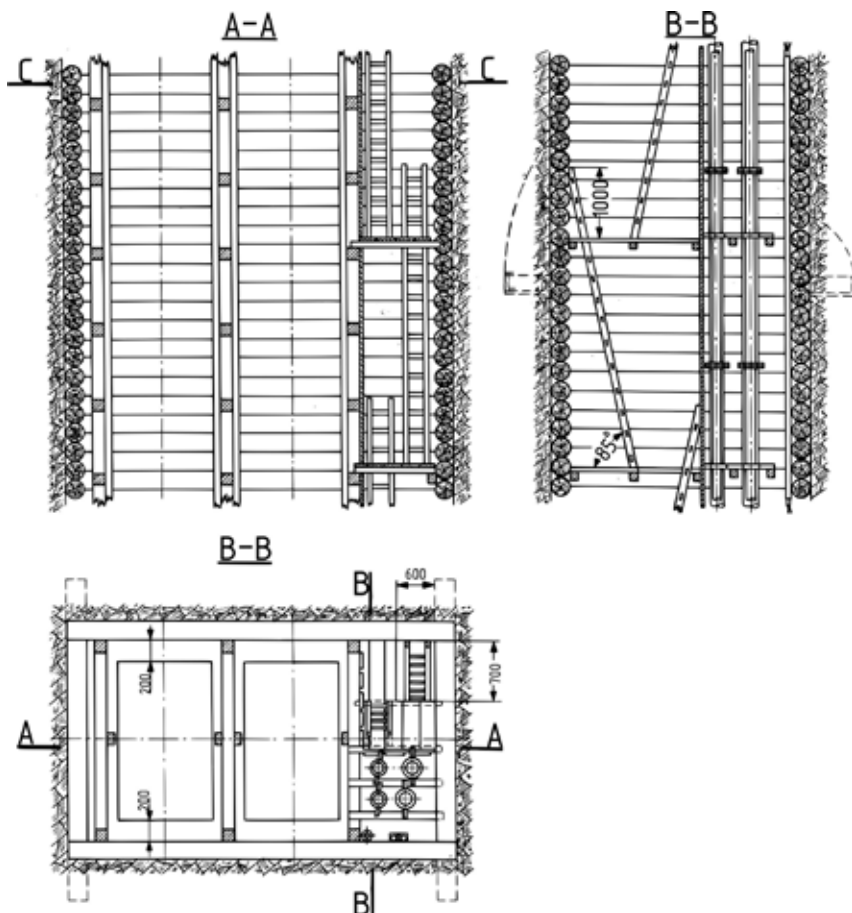
Rys. 7.2. Łączenie elementów.
a – zamkami, b – w „półdrewna”.



Rys. 7.3. Zakładanie wieńców podstawowych obudowy drewnianej.

Zależnie od wytrzymałości skał górotworu co kilka lub kilkanaście metrów zakłada się wieńiec podstawowy. Jest to rama (Rys. 7.3) której krótsze belki przedłuża się o 0,3 do 0,8 m i umieszcza w skale, dokładnie je oklinowując. W celu umożliwienia wprowadzenia belki w gniazdko jedno z nich (rys 7.3) wykonuje się z tzw. zawodem.

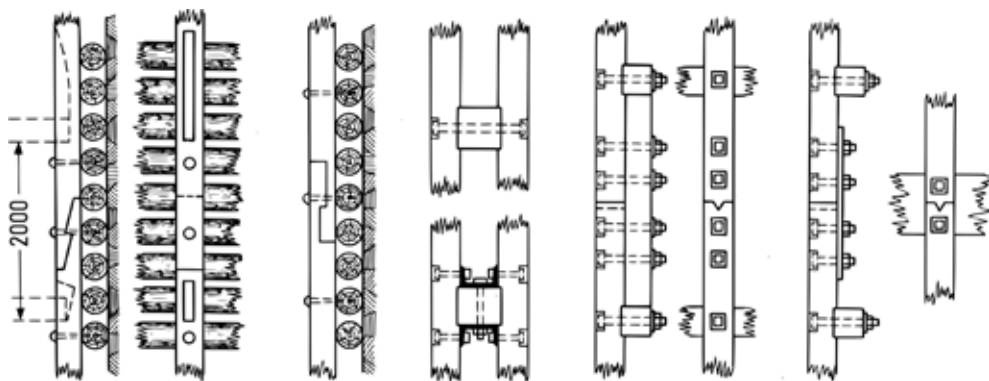
Wieńce podstawowe opiera się krótkimi belkami w skale, ponieważ są mniej narażone na zginanie aniżeli belki długie. W celu wzmocnienia dłuższych belek i równomiernego przejęcia ciśnienia skał, zabudowuje się w szybie (w miejscach podziału na przedziały) pionowo ustawione belki, tzw. przyściennice (Rys. 7.4).



Rys. 7.4. Rozparcie wieńcowej obudowy drewnianej przyściennicami.

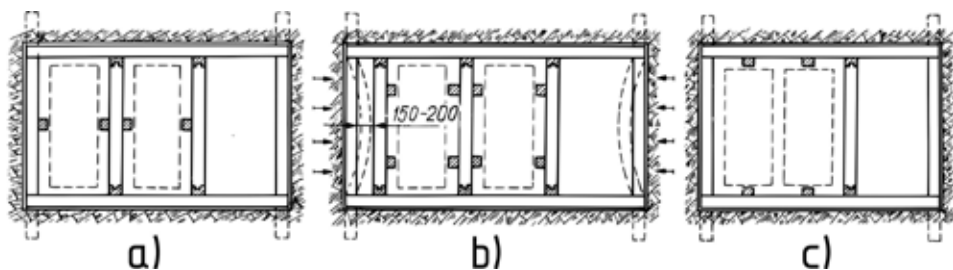
Przyściennice rozpiera się rozporami w odstępach 1 do 2 m. Wymiary stosowanych przyściennic i rozpór wynoszą 150×200 , 200×200 lub 200×250 mm.

Prowadniki drewniane naczyń wydobywczych przymocowuje się do belek przedziałowych i rozpór za pomocą śrub z prostokątnymi łbami lub też specjalnych gwoździ (Rys. 7.5).



Rys. 7.5. Sposoby umocowania prowadników do obudowy drewnianej.

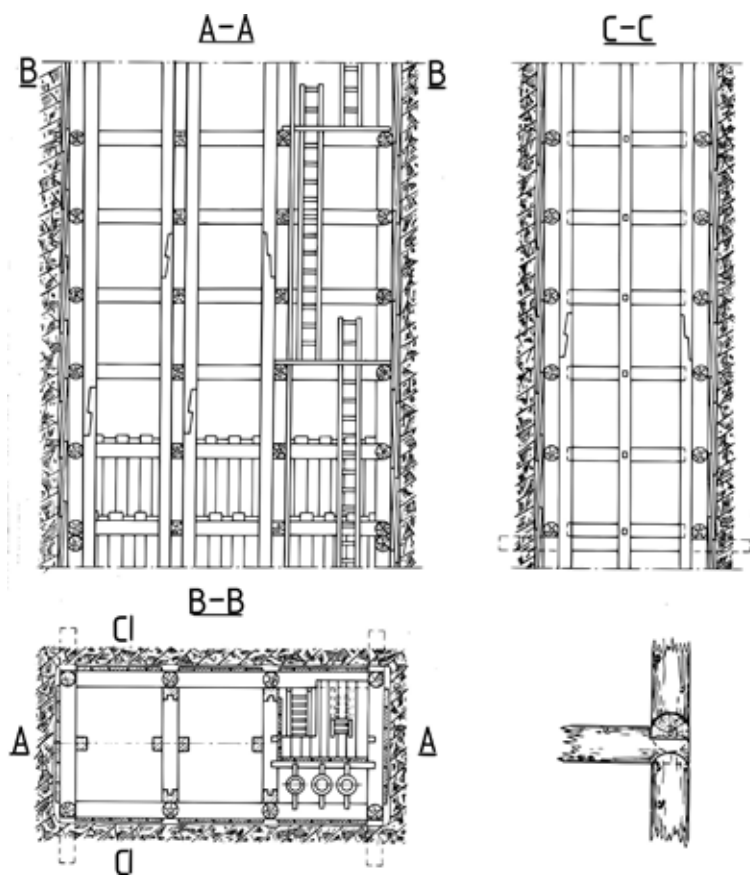
Wadą bezpośredniego umocowania prowadników do belek przedziałowych jest to, że przy zwiększonym ciśnieniu skał górotworu następuje wyboczenie belek do środka szybu, przez co zmniejsza się odstęp między prowadnikami i klatką, uniemożliwiając jej swobodne przejście. Aby tego uniknąć, tuż przy belce przedziałowej zabudowuje się rozpory, do których dopiero mocuje się prowadniki (Rys. 7.6).



Rys. 7.6. Ułożenie prowadników w szybie z obudową drewnianą.
a, b – prowadniki boczne, c – prowadniki czołowe.

7.1.2. 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 rozpierające poszczególne ramy (Rys. 7.7). Obudowę tego rodzaju stosuje się w skałach bardziej zwięzłych i mniej wodonośnych aniżeli przy obudowie pełnej.



Rys. 7.7. Obudowa wieńcowa słupkowa.

Ściany skalne zabezpiecza się okładzinami z desek grubości 25 mm, rozklinowując je dokładnie między skałą i belkami przedziałowymi. Podobnie jak do obudowy wieńcowej pełnej stosuje się drewno okrągłe lub kantówki. Belki zabezpiecza się przed zginaniem podobnie jak przy obudowie pełnej.

Głębień szczytu prowadzi się z góry na 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 i połączenia wzmacnia się dodatkowo klamrami (Rys. 7.8). Obudowa tego rodzaju jest bardziej czuła na ruchy górotworu aniżeli poprzednia, więc stosuje się ją tylko wtedy, gdy funkcjonowanie szczytu obliczone jest na stosunkowo krótki czas (8 do 10 lat).

7.1.3. Obudowa wieńcowa zawieszana

Różni się ona od poprzednich obudów tym, że jest prowadzona z góry na dół w ślad za postępem przodku. Wykonuje się ją z belek, przy czym poziome wieńce podwiesza się jeden do drugiego, zakłada słupki i następnie ściąga za pomocą nagwintowanych końców cięgieł. Poszczególne wieńce rozklinowuje się, wymieniając je na okładziny z desek (Rys. 7.8). 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.

Rys. 7.8. Obudowa wieńcowa zawieszana.

1 – wieńiec poziomy, 2 – podest drabinowy, 3 – drabina, 4 – opierzenie przedziału drabinowego.

W porównaniu z poprzednimi obudowami odznacza się ona następującymi zaletami:

- odpada konieczność wykonywania pracochłonnych gniazdek dla wieńców podstawowych; ogólna liczba wieńców jest znacznie mniejsza,
- 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 tej obudowy jest łatwiejszy niż pozostałych obudów.

Wadami tej obudowy są natomiast:

- mniejsza wytrzymałość niż obudowy pełnej,
- konieczność stosowania doborowego gatunku drewna,

- niemożliwość zastosowania w słabych i zawodnionych skałach,
- trudność wykonania w narożach zamków oraz mała odporność na gnienie drewna, zwłaszcza na połączeniach.

7.2. Obudowa murowa

Obudowa murowa może być wykonana z cegły lub też z elementów betonowych prefabrykowanych, tzw. betonitów. Charakterystyki materiałów stosowane do tego rodzaju obudów podano w rozdz. 3. Tego rodzaju obudowy stosuje się obecnie bardzo rzadko i są one zastępowane przez obudowy z betonu monolitycznego lub blokowych elementów prefabrykowanych (panele).

Eliminowanie tego rodzaju obudowy następuje wskutek jej następujących wad:

- bardzo dużej pracochłonności przy transporcie i przy układaniu obudowy,
- niskiej wytrzymałości w stosunku do obudowy betonowej lub panelowej,
- wodoprzepuszczalności,
- małej odporności na działanie korozyjne wód (wypłukiwanie zaprawy) oraz niskiej temperatury w szybach wdechowych.

Wymagania i badanie odnośnie do obudowy murowej i betonowej określono w normie PN-74/G-06001.

Zgodnie z normą PN-74/G-06001 obudowa powinna spełniać następujące wymagania:

- odchyłka odległości muru obudowy od głównej pionowej osi szybu w stosunku do wielkości określonej w projekcie w dowolnym przekroju (bez względu na średnicę i głębokość) nie powinna wynosić więcej niż 5 cm;
- odchyłki wymiarów wlotów podszybi w stosunku do wielkości określonych w projekcie w rzucie poziomym i pionowym nie powinny przekraczać ± 5 cm;
- grubość obudowy z cegły nie powinna być mniejsza niż 25 cm (jedna cegła);
- grubość obudowy z betonitów nie powinna być mniejsza niż jeden betonit.

Dopuszcza się czasami miejscowe zmniejszenie grubości muru, nie więcej jednak niż 20% projektowanej grubości w przypadku natrafienia w czasie wykonywa-

nia obudowy na zwężle i twarde występy skalne, których usunięcie wymagałoby dodatkowych robót mogących naruszyć caliznę.

Do obudowy szybów murowanych z cegieł i betonitów należy stosować cementowe zaprawy budowlane wg normy PN-65/B-14504 marki nie niższej niż 80. Mogą być również stosowane inne spoiwa, np. żywice syntetyczne o uprzednio sprawdzonej wytrzymałości. Do zaprawy należy stosować cement marki 350, 450, 550 wg PN-74/B-30000, hutniczy marki 250, 350 wg PN-74/B-30005 (pod warunkiem, że temperatura otoczenia od chwili związania zaprawy nie będzie niższa niż +5°C w ciągu 72 godzin). Można też stosować cement portlandzki szybkotwardniejący „Super” marki 400 i 500 wg PN-74/B-30011.

W przypadku wykonywania obudowy szybowej z cegieł klasy 150 i 170 można używać cementu portlandzkiego marki 250 wg PN-74/B-30000. Mogą być również stosowane inne cementy pod warunkiem, że będą one spełniać wymagania określone w Tabl. 7.1.

Tabl. 7.1. Wymagania odnośnie cementów do zapraw obudowy murowej

Wyszczególnienie	Wartość liczbowa	Badania wg
Wytrzymałość na zginanie nie mniej niż, MN/m ² (kG/cm ²) Wytrzymałość na ściskanie, nie mniej niż, MN/m ² (kG/cm ²)	5 (50) 25 (250)	PN-73/B-04302
Czas wiązania: – początek najwcześniej po, min – koniec najwcześniej po, h	40 10	PN-73/B-04300
Zmiana objętości metodą Le Chateliera, min	8	

W środowisku wód agresywnych cementy i inne zabezpieczenia należy stosować w zależności od rodzaju i stopnia agresywności środowiska wg Tabl. 7.2.

Tabl. 7.2. Rodzaj zabezpieczenia obudowy murowej w agresywnym środowisku

Rodzaj wody agresywnej	Cement i sposób zabezpieczeń w środowisko wody:	
	słabo agresywnej	silnie agresywnej
Ługująca	cement hutniczy wg PN-74/B-30005 lub cement portlandzki wg PN-74/B-30000 z dodatkami wiążącymi twarde wapno (np. pyły dymnicowe)	cement jak dla środowiska słabo agresywnego oraz hydroizolacja lub wykorzystanie ujęć wody
Kwasowo-węglanowa	cement hutniczy wg PN-74/B-30005	cement hutniczy wg PN-74/B-30005 oraz hydroizolacja lub wykonanie ujęć wody
Siarczanowa	cement glinowy wg PN-67/B-30014 po uprzednim jego sprawdzeniu w laboratorium, cement siarczanowo-żuźłowy lub cement portlandzki wg PN-74/B-30000 marki co najmniej 350 z domieszkami pyłów dynamicznych lub inne spoiwa po ich uprzednim sprawdzeniu w laboratorium oraz wykonaniu ujęć wody	cement jak dla środowiska słabo agresywnego oraz szczelna hydroizolacja
Magnezowa	cement hutniczy wg PN-74/B-30005	cement hutniczy wg PN-74/B-30005 oraz hydroizolacja

Obudowa szybu powinna mieć taką szczelność, aby całkowity dopływ wody na dno szybu nie przekraczał 150 dm³/min, w szybach solnych 5 dm³/min. Wartości te nie obejmują wód ujętych w obudowie szybu i odprowadzonych szczelnym systemem kanalizacyjnym.

7.2.1. Obudowa z cegły

Obudowa szybów z cegły jest obecnie rzadko stosowana. Wykonuje się ją jedynie jako obudowę tymczasową, wstępną lub jako ostateczną obudowę szybów dogłębianych o niewielkiej głębokości bądź przy rekonstrukcji szybów z taką obudową.

Grubość murów szybowych określa się najczęściej liczbą cegieł. Ze względu na konieczność uzyskania dobrego wiązania cegieł murów szybowych (jako obudowy ostatecznej) nie stosuje się obudów cieńszych niż 1 ½ cegły.

Zestawienie grubości murów szybowych w zależności od liczby cegieł podano w Tabl. 7.3.

Tabl. 7.3. Grubość murów w zależności od liczby cegieł

Grubość obudowy	Wymiary cegieł, mm											
	250 × 120 × 65						250 × 120 × 130					
Liczona w sztukach cegieł	1 ½	2	2 ½	3	3 ½	4	1 ½	2	2 ½	3	3 ½	4
Liczona w centymetrach	38	51	64	77	90	103	38	51	64	77	90	103

Roboty murowe z cegły powinny być wykonane zgodnie z normą PN-68/B-10020 z tym, że w zakresie przygotowania zaprawy cementowej jak i samego wznoszenia obudowy należy stosować uproszczenia podyktowane warunkami dołowymi.

Charakterystyczne dane obudowy murowej:

Masa 1 m³ cegieł, kg 1375–1500

Masa 1 m³ świeżego muru ceglanego z zaprawą, kg 1570–1800

Masa 1 m³ szczelnego muru ceglanego, kg 1400–1450

Liczba cegieł w 1 m suchego muru, szt. ok. 400

Liczba cegieł w 1 m³ na zaprawie, szt. 350–380

Na 1 m wysokości obudowy szybu wypada, rzędy 13

Obudowę szybową wznosi się wyłącznie na zaprawie cementowej. Czas, w ciągu którego należy zużytkować zaprawę, wynosi dwie godziny. Zaprawę przygotowuje się na powierzchni lub w podszybiu. Zaprawę miesza się mechanicznie w betoniarkach przeciwbieżnych o pojemności 500 l. Najczęściej stosuje się objętościowe dozowanie składników zaprawy, rzadziej wagowe.

Masy objętościowe niektórych materiałów budowlanych przedstawiono w Tabl. 7.4.

Tabl. 7.4. Masy objętościowe materiałów budowlanych stosowanych w budownictwie szybowym

Rodzaj materiału	Masa objętościowa kg/m ³
Piasek luźno nasypany	1600
Tłuczeń	1600–1800
Cement luźno nasypany	1700
Cement w worku	1600
Zaprawa cementowa	2100

W budownictwie szybowym najczęściej stosowany objętościowy stosunek cementu do piasku wynosi 1: 3.

W szybach z większym dopływem wody (powyżej 300 dm³/min) stosuje się zaprawy w stosunku 1:2 ze względu 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. Zalicza się do nich chlorek wapnia, chlorek potasu, szkło wodne.

Wielkości przyspieszenia wiązania zaprawy przy dodatku chlorku wapnia (CaCl₂) podano w Tabl. 7.7. Zwiększenie wytrzymałości zaprawy przy dodaniu CaCl₂ do cementu portlandzkiego przy $\frac{W}{O} = 0,5$ podano w Tabl. 7.6. Zużycie składników do zapraw cementowych podano w Tabl. 7.7

Tabl. 7.5. Przyspieszenie wiązania zaprawy cementowej

Wyszczególnienie	Czas					
Procentowy dodatek CaCl ₂ do masy cementu, %	0	1	2	3	4	5
Początek wiązania, h	4	3	2,5	2	1,5	1
Koniec wiązania, h	6	5	7	3,5	3	2

Tabl. 7.6. Zwiększenie wytrzymałości zaprawy przez dodanie CaCl_2

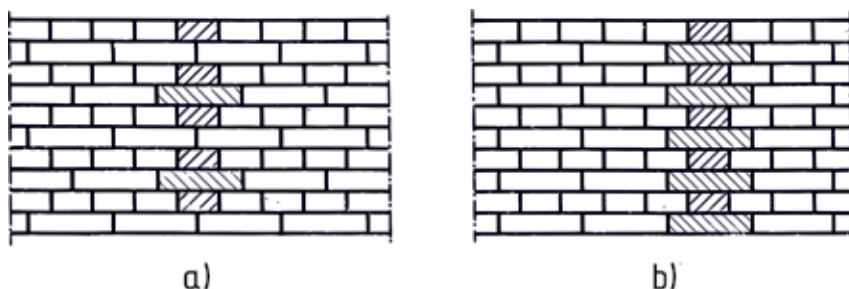
Procentowy dodatek CaCl_2 do masy cementu	Wytrzymałość, MPa			
	3 dni	%	28 dni	%
0	8,42	100	24,93	100
0,5	11,9	142	27,26	109
1,0	13,42	159	27,43	110
1,5	14,46	171	28,20	113

Tabl. 7.7. Zużycie składników do zapraw cementowych

Skład objętościowy za- prawy (cement i piasek)	Ilość składników w 1 m ³ zaprawy			Niektóre marki zaprawy
	cement kg	piasek m ³	woda dm ³	
1:1	800	0,67	320	80 ^{*)}
1: 1,5	625	0,78	300	80 ^{*)}
1: 2	525	0,87	270	80 ^{*)}
1: 3	400	1,00	230	80 ^{*)}
1: 4	310	1,03	220	50 ^{*)}
1: 5	250	1,05	210	80 ^{**)}
				30 ^{*)}
				50 ^{**)}

^{*)}Na cemencie marki 250. ^{**)}Na cemencie marki 350.

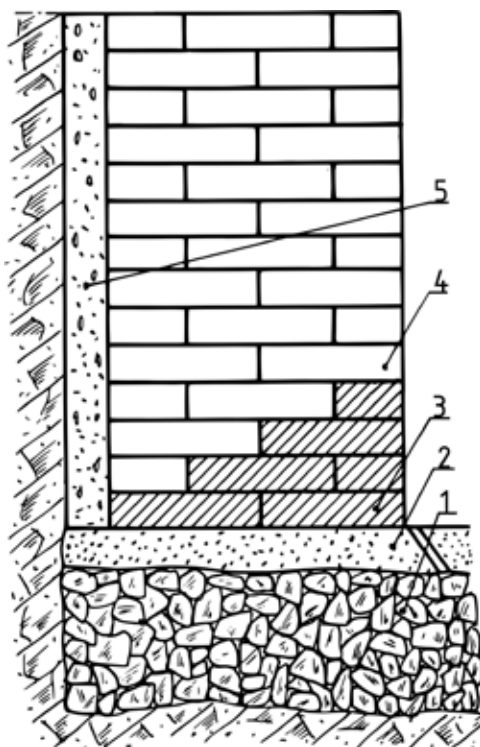
Wznoszenie obudowy z cegieł powinno się odbywać zgodnie z normą PN-G-06001. Przy murowaniu stosuje się wiązanie krzyżowe albo kowadełkowe (Rys. 7.8).



Rys. 7.9. Sposoby wiązania cegieł.
 a – wiązanie krzyżowe, b – wiązanie kowadełkowe.

Obudowę z cegły wykonuje się następująco: po zagłębieniu odcinka szybu ustalonego w projekcie technologicznym, z ostatniej zabierki nie wybiera się odstrzelonego urobku całkowicie aż do calizny, lecz pozostawia 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 cegły. Na piasku tym układa się pierwszą warstwę cegły, przy czym dla utrzymania właściwego zarysu obudowy należy się posługiwać środzkowym pionem z łątą długości równej połowie średnicy szybu. Spoiny pomiędzy cegłami 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, przez co powstanie schodkowa powierzchnia styku jednego odcinka obudowy z drugim (Rys. 7.10).



Rys. 7.10. Sposób łączenia jednego odcinka muru z drugim.

1 – wyrównująca warstwa zaprawy, 2 – część obudowy wymurowana na sucho, 3 – podsypka z piasku.

Ten sposób łączenia dwóch odcinków obudowy zapewnia szczelniejsze ich połączenie, ponieważ powierzchnia wiązania starej obudowy z nową jest większa, wobec czego związanie jest mocniejsze i szczelniejsze niż przy zetknięciu równych murów. Woda przenikająca spoza obudowy w miejscu łączenia po linii łamanej ma do przebycia dłuższą drogę, przez co jej wypływ jest utrudniony.

Układanie pierwszych (najniższych) pięciu do sześciu warstw cegieł kontroluje się pionem środkowym, łątą i szablonami. Po wymurowaniu tego odcinka pion środkowy podwiesza się, a z odcinka muru znajdującego się powyżej opuszcza się sześć do ośmiu pionów pomocniczych na cienkim drucie. Piony te służą do prawidłowego wykonania związania jednego muru z drugim. Do kontroli właściwej krzywizny obudowy używa się szablonów (odcinków koła o promieniu równym promieniowi światła szybu).

Mur powinien być tak związany z otaczającą skałą, aby poza nim nie było pustych przestrzeni.

Jeżeli w projekcie obudowy nie przewidziano murowania bezpośrednio do ociosów, to przestrzeń między obudową a ociosem wypełnia się szczelnie betonem albo podsadza odłamkami cegieł i przelewa się zaprawą cementową. Zamiast odłamków cegieł stosuje się również kruszywo o takiej wytrzymałości mechanicznej i cechach fizycznych, jakie ma cegła obudowy.

Jedynie w przypadku murowania w łożach pęczniących można poza obudową szybową pozostawić przestrzeń, tzw. kieszenie, które po pewnym czasie wypełnią się napęczniałym łem wywierającym zmniejszone ciśnienie na obudowę.

Szczególłą uwagę należy zwrócić na właściwe zalewanie spoin. Układanie cegieł powinno się odbywać ruchem bocznym, aby spiętrzać zaprawę, a nie wprost z góry, gdyż wtedy nie ma możliwości wypełnienia spoin zaprawą. Na świeżo nałożoną warstwę cegieł zaprawę nakłada się łopatami, a pomiędzy spoiny rozprowadza się ją kielniami. Spoiny licowe wygładza się wprost rękami zabezpieczonymi rękawicami gumowymi. Dla ochrony rąk przed szkodliwym działaniem zaprawy pracujący powinien używać rękawic gumowych.

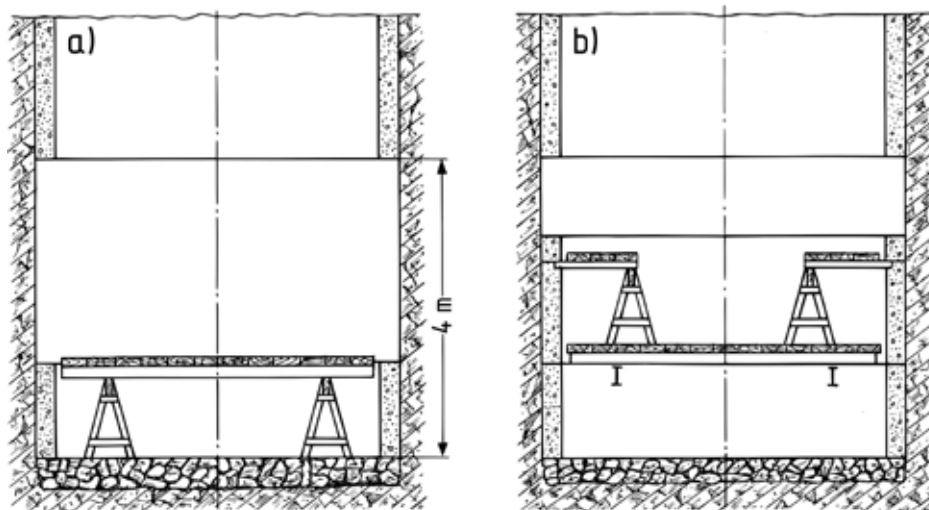
Grubość spoin poziomych w murze szybowym powinna wynosić 12 do 15 mm, spoin pionowych po wewnętrznej stronie 10 mm, po zewnętrznej zaś nie może przekraczać 20 mm.

Jakość murowania można sprawdzić, wylewając na obudowę wiadro wody. Jeżeli murowanie było źle przeprowadzone, a poza obudową pozostawiono pustki, to woda przecieknie w nie, w głąb obudowy. Jeżeli obudowa była wykonana szczelnie, to woda spłynie po obudowie szybu.

Obudowę murową wykonuje się z pomostów przekładanych bądź z pomostów wiszących.

Pomosty przekładane wykonane są z bali o grubości 50 do 75 mm, przy czym całkowity pomost składa się w zależności od przekroju szybu z czterech do pięciu części. Poszczególne segmenty pomostu mają uchwyty dla łatwiejszego transportu. Pomost układa się na belkach zbrojenia szybowego, jeżeli zakłada się je równocześnie z murowaniem szybu (np. przy głębieniu szybu w łożach i glinach bez prowadzenia robót strzelniczych) lub na specjalnie zakładanych w tym celu belkach.

Jeżeli długość murowanej zabierki wynosi 3 do 4 m, to pomost układa się na kozlach ustawionych na dnie szybu albo na pomoście pośrednim (Rys. 7.11a).



Rys. 7.11. Murowanie obudowy szybowej z pomostu:
a – na kozłach, b – z pomostu przekładanego oraz z pomostu na tzw. półkozlach.

Aby można było szybko wznosić obudowę, powyżej 1,20 m nad pomostem głównym zabudowuje się pomost pomocniczy na tzw. półkozlach (Rys. 7.11b), przylegający do muru obudowy. Na nim pracują górnicy zatrudnieni bezpośrednio przy obudowie, wyposażeni w skrzynie z zaprawą i mały zapas cięgieł, które ładowacze podają z pomostu głównego.

Przy murowaniu z pomostów przekładanych dłuższych odcinków od 3 m należy zgodnie z przepisami stosować dwa pomosty: dolny bezpieczeństwa i górny roboczy.

Na pomoście roboczym układa się skrzynie żelazną o pojemności 1,0 do 1,5 m³, do której wysypuje się z kubła zaprawę, a stąd podaje się ją łopatami bezpośrednio na mur lub do mniejszych skrzyń ustawionych na pomostach pomocniczych. Suchą zaprawę dostarcza się na dno szybu i tu rozcieńcza się ją wodą transportowaną rurociągiem ϕ 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. Kubel po dojściu na odległość 1,8 do 2,0 m od pomostu zostaje zatrzymany i następnie je-

den z górników zahacza specjalnym hakiem umocowanym do łańcucha o pierścień przymocowany do dna kubła. Łańcuch lub linka, na którym wisi hak, połączony jest z kolei z belką zbrojenia lub ramą napinającą. Opuszczany kubeł przechyla się i materiał wysypuje się. Uderzeniem kilofa w dno i boki opróżnia się go z resztek materiału. W czasie przechylania kubła dwie lub trzy osoby kierują go w odpowiednie miejsce przodowy, zaś osoba stojąca przy linii sygnalizacyjnej nadaje odpowiednie sygnały i zwraca uwagę na bezpieczeństwo pracujących. Wysypywanie materiału z kubła jest czynnością niebezpieczną.

Nieumiejętne przytrzymywanie, kierowanie lub nieuwaga pracujących na dole mogą być przyczyną poważnych wypadków, gdyż nieprzytrzymany, wyprowadzony z równowagi kubeł przechodzi ruchem wahadłowym na drugą stronę i może uderzyć pracujących tam 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, a przechowuje się je w małym kubelku o 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 spodu przed wodą przysypiającą 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 rząpia, w których umieszcza się pompę przodkową.

Pierwsze pięć do dziesięciu warstw obudowy wznosi się na zaprawie w stosunku 1: 2. Przed wodą spływającą z góry chroni się wznoszony mur w ten sposób, że w górnym odcinku muru zakłada się drewniane szablony w postaci rynny uszczelnione łem zmieszany 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, że w świeżo wznoszonym murze zabudowuje się rurki żelazne o 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 zaciera się od wewnątrz szybu warstwą łu lub zaprawą z dodatkiem szkła wodnego. Ogólnie ujmując, już dopływ wody do szybu powyżej 200 l/min wpływa bardzo niekorzystnie na jakość obudowy.

Dlatego też konieczne jest wychwytywanie wody spływającej z góry za pomocą rynien i pomostów okapowych oraz stosowanie uzupełniającej cementacji obudowy. Postęp robót i wydajność przy wykonywaniu obudowy maleją wraz ze wzrostem dopływu wody, gdyż załoga musi wykonywać wiele czynności zabezpieczających obudowę przed wypłukaniem zaprawy.

Wznoszenie obudowy z pomostu wiszącego, stosowane obecnie niemal powszechnie, 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 o wysokości 1,20 do 1,50 m rygle wyjmuje się z gniazdek, pomost przemieszcza się wyżej, a niepotrzebne gniazdko zostają zamurowane.

W czasie wznoszenia muru muszą być kontrolowane jego odchylenia od pionu. Dopuszczalne odchylenia zawarte są w normie PN-74/G-0600.

Aby ocenić zgodność wykonania obudowy z projektem i normami, należy sprawdzić:

- wymiary,
- jakość i rodzaj materiałów,
- prawidłowość,
- wodoszczelność.

Sprawdzenie wymiarów podlegające na skontrolowaniu odległości muru obudowy od głównej osi szybu należy przeprowadzać, porównując (co najmniej w czterech przekrojach poziomych na każde 100 m szybu) odległość muru obudowy od głównej pionowej osi szybu wyznaczonej wg BN-69/0428-03 z dopuszczalną odchyłką przewidzianą w tej normie. Bliższe dane odnośnie przeprowadzania pionowania i dopuszczalnych odchyłek podane są w rozdz. 8.

Sprawdzenie jakości materiałów należy przeprowadzać na podstawie atestacji wytwórczej oraz stosowanych norm budowlanych. W przypadku braku zgodności należy przeprowadzić próby laboratoryjne. Sprawdzenie grubości obudowy należy przeprowadzać przez pomiar w czasie budowy.

Sprawdzenie prawidłowości wykonania należy przeprowadzać przez porównanie wymiarów gotowego szybu z wymiarami przewidzianymi w dokumentacji technicznej.

Sprawdzenie wodoszczelności obudowy przeprowadza się przez pomiar poziomu zwierciadła wody w rząpiu lub wydatku pomp w okresie co najmniej 24 h. W przypadku, gdy ilość dopływającej przez obudowę wody jest większa aniżeli przyjęto w projekcie, należy wykonać uszczelnienie obudowy np. przez cementację uzupełniającą.

7.2.2. Obudowa z betonitów

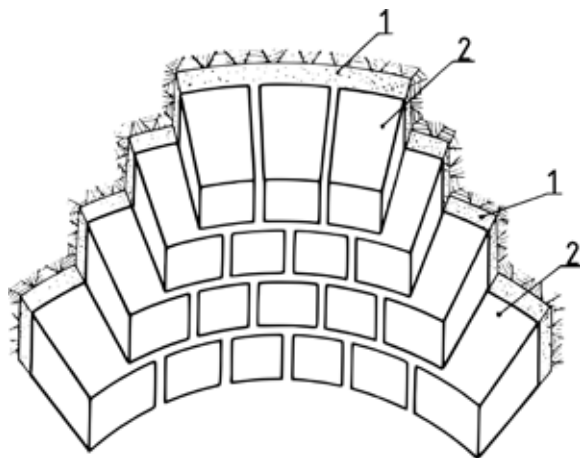
Obudowa z betonitów jest pewnego rodzaju udoskonaleniem obudowy z cegły. Większa wytrzymałość betonitów aniżeli normalnie stosowanej cegły klasy 150, pozwala na zmniejszenie grubości obudowy w stosunku do obudowy z cegły klasy 150 (Tabl. 7.8). Większa objętość betonitów, równa ponad czterokrotnej objętości normalnej cegły, zezwala na szybsze wykonanie obudowy, przy czym liczba spoiw znacznie się zmniejsza. Betonity mają mniejszą nasiąkliwość aniżeli cegła, gdyż wykonane są metodą wibrowania.

Tabl. 7.8. Porównywanie wytrzymałości betonitów i cegły.

Rodzaj obudowy	Wytrzymałość na ściskanie		Dopuszczalne naprężenia na ściskanie	
	MPa	(kG/cm ²)	MPa	(kG/cm ²)
Cegła klasy 150	~15,0	(150)	~1,6	(16)
Cegła półklinkier	~25,0	(250)	~2,4	(24)
Cegła klinkier	~35,0	(350)	~2,7	(270)
Betonit marki 200	~20,0	(200)	~3,0	(30)

Warunkiem większej szczelności obudowy jest jednak należyte przewiązanie elementów i wypełnienie spoin. Ze względu na większą masę pojedynczych betonitów (ok. 25 kg) obserwuje się wyciskanie zaprawy ze spoin. Do obudowy szybów stosować można betonity różnych kształtów. W polskim budownictwie szybowym do obudowy szybów stosuje się betonity klinowe. Charakterystykę tych betonitów zestawiono w Tabl. 3.33 oraz na Rys. 3.2. Wykonane są one wg normy BN-72/6731-01. Stosowane bywają również połówki poprzeczne. Ich wymiary wynikają z podzielenia normalnego betonitu danego typu na pół. Obudowę betonową wykonuje się w podobny sposób jak obudowę z cegieł.

Na wyrównanej urobionej skale daje się podsypkę z piasku i układa się pierwszą warstwę betonitów na sucho, zamiast zaprawy stosując 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. Przewiązanie stosuje się jedynie w przypadku wykonywania muru grubości 1,5 betonitu i do tego celu służą połówki poprzeczne. Mur powinien przylegać ściśle do ociosu. Pustki poza właściwą obudową wypełnia się zaprawą (jeżeli ich rozmiary nie są duże – por. Rys. 7.12) lub też zamurkuje się betonitami, jeżeli ich wielkość przekracza rozmiar betonitu. Podobnie jak obudowę z cegły mur z betonitów wznosi się bezpośrednio z dna szybu, z pomostów przekładanych lub pomostu wiszącego.



Rys. 7.12. Betonitowa obudowa szybów.
1 – betonity, 2 – wypełniająca warstwa betonu lub zaprawy.

W czasie murowania należy dokładnie zalewać zaprawą wszystkie spoiny i przestrzeń między betonitami a ociosem. 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 spod muru lub zbyt wczesnego podejścia po mur, tj. wybierania 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 betonitów należą:

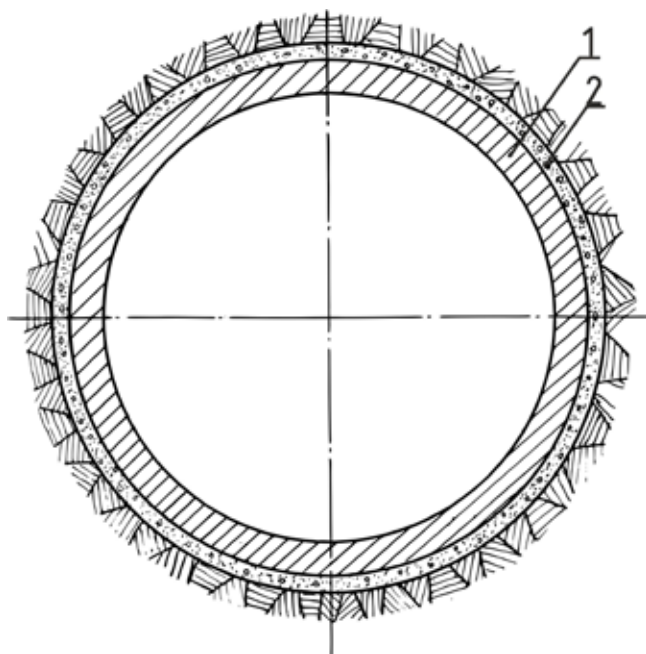
- prostota w wykonaniu, zbędność odeskowania,
- w przypadku obudowy z betonitów szybkość wznoszenia jest większa niż przy obudowie z cegły.

Do wad wymienionej obudowy należy zaliczyć:

- słabsze związanie obudowy z ociosem,
- duży ciężar betonitów,
- możliwość wypadania poszczególnych betonitów przy wybieraniu urobku pod murem.

7.2.3. Obudowa betonitowo-betonowa

W obudowie betonitowo-betonowej betonity służą jako wewnętrzna wykładzina, stanowiąca pewnego rodzaju obramowanie (odeskowanie) dla wznoszonej obudowy betonowej (Rys. 7.13). Obudowę tego rodzaju stosuje się w tym przypadku, gdy zachodzi potrzeba uzyskania większej wytrzymałości i wodoszczelności niż przy obudowie z cegły lub betonu.



Rys. 7.13. Obudowa betonitowo-betonowa.
1 – beton, 2 – betonity.

Na ogół obudowa betonitowa ma grubość jednego betonitu, a grubość obudowy betonowej wynosi od 30 do 80 cm. Obudowę betonitowo-betonową 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 od 20 do 30 cm, przy czym jego zagęszczenie wykonuje się przez ubijanie bądź 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 się na tej samej wysokości co mur z betonitów, lecz pozostawia się 25 do 30 cm niezabetonowanej przestrzeni. Przez takie postępowanie stwarza się dłuższą drogę dla wody przenikającej przez obudowę. Obudowę tego rodzaju wznosi się zazwyczaj długimi odcinkami, przy czym ociosy zabezpiecza się przy głębieniu obudową kotwioną i siatkami lub siat-

kami (okładzinami) i pierścieniami. W tym ostatnim przypadku pierścienie te usuwa się lub zabetonowuje.

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, początkowo 1 do 2 m obudowy wykonuje się na zaprawie cementowej w stosunku 1: 2. Podobny stosunek zachowuje się przy wznoszeniu obudowy przy dopływie wody do szybu od 300 do 500 dm³/min w zależności od średnicy szybu i charakteru wypływu.

W przypadku wód agresywnych stosuje się cementy podane w projekcie technologicznym na podstawie badań laboratoryjnych. Ten rodzaj obudowy daje należyte wyniki, jeżeli długość murowanego odcinka wynosi ponad 10 m. W tym przypadku beton ma dostateczny czas na dobre związanie.

Zaletami obudowy betonitowo-betonowej jest to, że:

- odpada konieczność pracochłonnego odeskowania,
- dzięki zastosowaniu betonu grubość obudowy może być mniejsza niż przy obudowie z cegły,
- przez zastosowanie warstwy betonu uzyskuje się większą wodoszczelność.

Do wad obudowy betonitowo-betonowej należą:

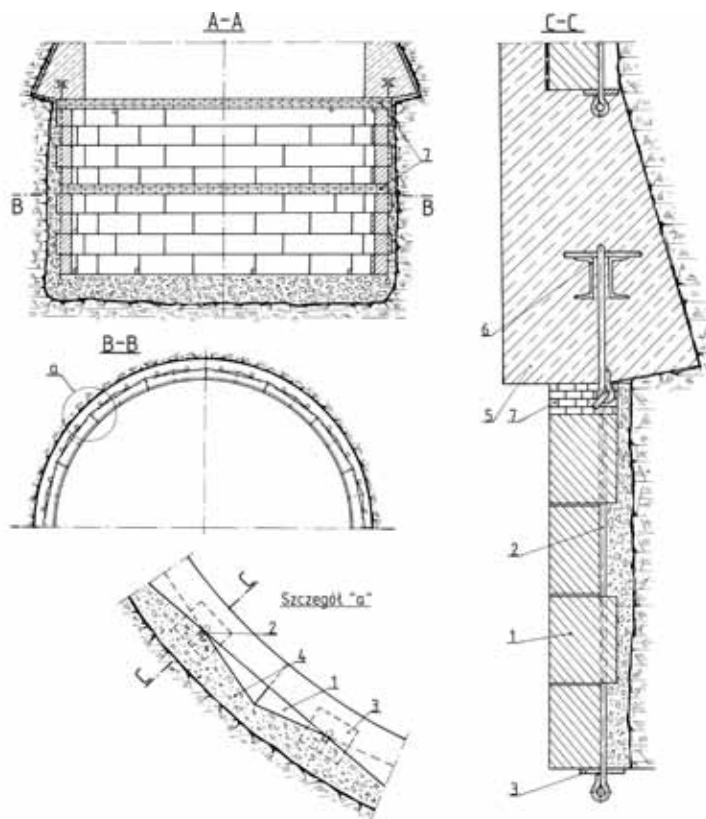
- niejednorodność obudowy,
- konieczność operowania dwoma zasadniczymi rodzajami materiałów, tj. betonitem i betonem,
- konieczność głębieńszybów długimi odcinkami.

7.3. Obudowa panelowa

Obudowa panelowa jest pewnym udoskonaleniem obudowy betonitowej. Większe rozmiarowo (w stosunku do betonitów) prefabrykowane elementy betonowe zezwalają na założenie w przodku natychmiast podporowej obudowy, która jest w stanie przyjąć wzmożone ciśnienie górotworu wynikające np. z pęcznienia zamrożonych skał lub też nacisku skał charakteryzujących się niskimi parametrami geotechnicznymi, np. zbrekcjonowanymi mułowcami lub iłowcami występującymi na dużej głęboko-

ści. Obudowy tej nie stosuje się samodzielnie, lecz jako obudowę wstępną umożliwiającą wykonanie ostatecznej obudowy betonowej lub tubingowej. Jest zatem częścią zewnętrzną obudowy wielowarstwowej. Przy obliczeniu tego rodzaju obudowy przyjmuje się, że obudowa panelowa przejmuje ciśnienie skał, a obudowa nośna – zewnętrzne ciśnienia hydrostatyczne.

Obudowa panelowa ze względu na dość dużą wytrzymałość umożliwia znaczne wydłużenie odcinków obudowy wstępnej z kilkudziesięciu do 200 m. Umożliwia przez to wykonanie przy użyciu przestawnych odeskowań w sposób ciągły monolitycznej obudowy betonowej. Obudowę panelową zabudowuje się w szybie przez podwieszanie na cięgłach (Rys. 7.14) lub spinkach (Rys. 7.15).



Rys. 7.14. Montaż elementów prefabrykowanych (paneli) obudowy szybu na cięgłach.
 1 – elementy prefabrykowane, 2 – cięgła stalowe, 3 – blachy podporowe, 4 – beton wypełniający B-15, 5 – stopa szybowa, 6 – utwierdzenie cięgła w stopie, 7 – zamurowany pierścień obudowy.

W przypadku podwieszenia paneli 1 na ciągłach 2 ich górne końce umocowuje się w stopie szybowej 5 przy pomocy pierścienia ze stali profilowej 6. Ciągła stalowe 2 zakłada się po zewnętrznej stronie (od strony górotworu). W dolnym końcu ciągła znajdują się płyty stalowe 3, na których układa się poszczególne prefabrykaty. Usytuowanie ciągł po zewnętrznej stronie prefabrykatów umożliwia pozostawienie między nimi a górotworem wolnej przestrzeni, którą wypełnia się betonem klasy B 15 (4).

Beton podaje się okresowo przez pierścieniową przestrzeń pozostawioną na łączeniu poszczególnych odcinków obudowy prefabrykowanej. Pierścień 7 oraz jedno pole o wielkości prefabrykatu w górnej części odcinka zamurówuje się cegłą lub betonitami.

Rys. 7.15. Montaż elementów prefabrykowanych (paneli) na spinkach.

1 – spinki, 2 – pierścień montażowy, 3 – odcinek obudowy z paneli umocowany na spinkach, 4 – śruby rzymskie, 5 – początkowy odcinek obudowy umocowany w stopie na ciągłach.

Podwieszanie obudowy z prefabrykatów przy użyciu spinek stalowych 1 (Rys. 7.15) przeprowadza się przy użyciu stalowego pierścienia montażowego 2, na którym układa się poszczególne prefabrykaty 3, a następnie podnosi się całość przy użyciu siłowników hydraulicznych i łączy się z odcinkami prefabrykatów wyżej zabudowanych i związanych już z górotworem. Poszczególne pierścienie dociąga się do siebie przy użyciu śrub rzymskich 4 wyposażonych w spinki. Łączenie prefabrykatów spinkami eliminuje zamurowanie pierścienia na połączeniu dwóch odcinków oraz jednego pola w górnej części odcinka. Zabetonowywanie przestrzeni poza prefabrykatami przeprowadza się w tym przypadku przez prostokątne otwory wykonywane w poszczególnych prefabrykatakach, zakładanych w górnej części odcinka. Początkowy odcinek obudowy umocowuje się w stopie obudowy na ciągłach 5. W celu wyrównania ciśnienia górotworu oraz umożliwienia dokładnego przylegania płaszczyzn czołowych poszczególnych prefabrykatów między poszczególne elementy zakłada się przekładki z desek lub odcinków płyt spilśniowych.

W wyniku nacisku górotworu, zwłaszcza pełzającego, poszczególne elementy lepiej współpracują ze sobą. Daje to również pewne uelastycznienie obudowy wstępnej.

Obecnie częściej stosuje się sposób zakładania obudowy panelowej na ciągłach, gdyż jest on mniej skomplikowany. Zakładanie poszczególnych prefabrykatów przeprowadza się przy użyciu ładowarek typu KS-2u lub specjalnie zamontowanych kołowrotów. Elementy obudowy panelowej transportuje się do szybu kubłem lub za pomocą specjalnego zawiesia. Na obudowę z paneli zakłada się zazwyczaj izolację z folii i wykonuje obudowę wewnętrzną.

7.4. Obudowa betonowa

Obudowa betonowa szybów jest obecnie najczęściej stosowana ze względu na:

- możliwość uzyskania wysokiej wytrzymałości jednostkowej na ściskanie, a przez to zmniejszenie grubości obudowy i średnicy wyłomu szybu;
- możliwość uzyskania obudowy monolitycznej;
- dużą wodoszczelność obudowy;
- możliwość szerokiej mechanizacji pracy przy wznoszeniu obudowy zarówno na powierzchni, jak i na dole kopalni;
- większą swobodę w wykonywaniu pracy równoległej, tj. głębinieniu szybu i wznoszeniu obudowy;
- możliwość rurociągowego transportowania materiału do obudowy z powierzchni do szybu.

Dzięki postępowi technologii betonów w budownictwie naziemnym możliwe było wdrożenie betonu w budownictwie podziemnym mimo bardziej złożonych warunków wykonywania i pracy tego rodzaju obudowy.

Charakterystyka składników betonu oraz samego betonu jak również zasady projektowania obudów zostały omówione w rozdz. 3. Stąd też w rozdziale niniejszym zostanie omówione jedynie wykonawstwo obudów betonowych.

Przygotowanie betonu i jego układanie w warunkach szybowych znacznie odbiega od warunków, jakie występują w budownictwie naziemnym. Trzeba brać pod uwagę przede wszystkim złe warunki oświetleniowe, brak miejsca, niekiedy silne zraszanie wykonywanych betonów wodą wypływającą z ociosów szybowych, utrudnienia przy transporcie betonu. Stąd też parametry techniczne podane w normach budowlanych muszą być weryfikowane ze względu na warunki szybowe.

Obudowa betonowa może być wykonywana:

- z dołu do góry z zastosowaniem drewnianego lub stalowego odeskowania,
- z góry w dół z zastosowaniem odeskowania przenośnego.

Przy pierwszym sposobie szyb głębi się odcinkami długości od dwudziestu do stu kilkudziesięciu metrów. W celu zabezpieczenia ociosów szybu stosuje się obudowę tymczasową z siatek drucianych i kotwi bądź też z okładzin i pierścieni. Charakter obudowy tymczasowej może również spełniać obudowa wstępna.

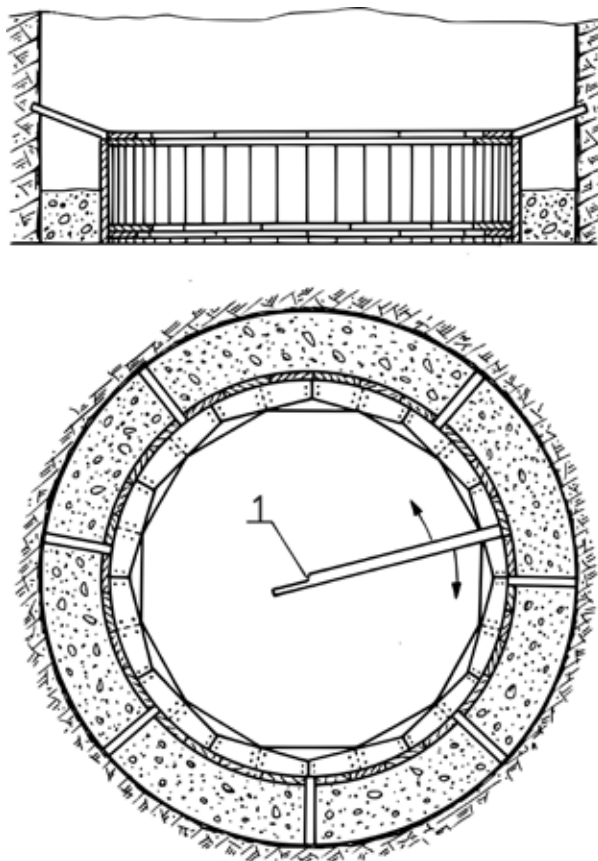
Przy drugim sposobie z góry w dół obudowę wykonuje się, stosując przenośne odeskowanie, które przemieszcza się z góry w dół w ślad za wybieraniem urobku.

Przy tym sposobie wymagana jest duża początkowa wytrzymałość betonu, co uzyskuje się przez stosowanie dodatków przyspieszających jego wiązanie.

Do wykonania obudowy betonowej konieczne jest zabudowanie w szybie odeskowania. Zastosowanie odpowiedniej konstrukcji odeskowania ma istotny wpływ na tempo budowy szybu.

Odeskowanie to powinno być łatwe w montażu i demontażu, dostatecznie wytrzymałe i lekkie, wielokrotnie używane i zapewnić pełne bezpieczeństwo pracy. Odeskowanie może być drewniane lub stalowe. Konstrukcja drewnianego odeskowania składa się z wielu drewnianych kolistych krążyn i właściwego odeskowania pionowego. Krążyny wykonuje się z desek grubości 25 do 36 mm przybitych gwoździami do krążyn. Wysokość jednego odcinka odeskowania wynosi 1,0 do 1,5 m. Układanie odeskowania w szybie przy każdorazowym zakładaniu nowego odcinka powinno odbywać się przy użyciu centralnego pionu, łąty i poziomicy.

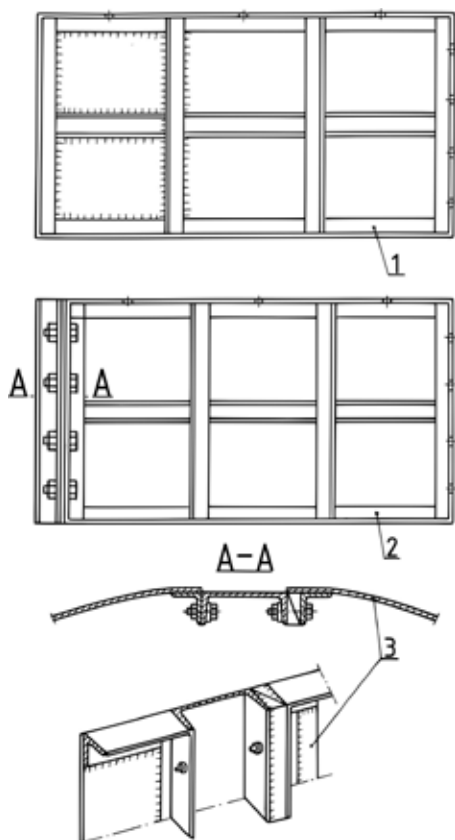
Ze względu na dużą pracochłonność wykonania odeskowania drewniane stosuje się obecnie bardzo rzadko. Drewniane odeskowanie pokazano na Rys. 7.16.



Rys. 7.16. Odeskowanie drabinowe betonowej obudowy szybu.
1 – pion środkowy.

Znacznie częściej bywają stosowane przenośne odeskowania stalowe, które w zależności od sposobu przemieszczenia dzieli się na:

- rozbieralne przenośne,
- przestawne,
- ślizgowe.



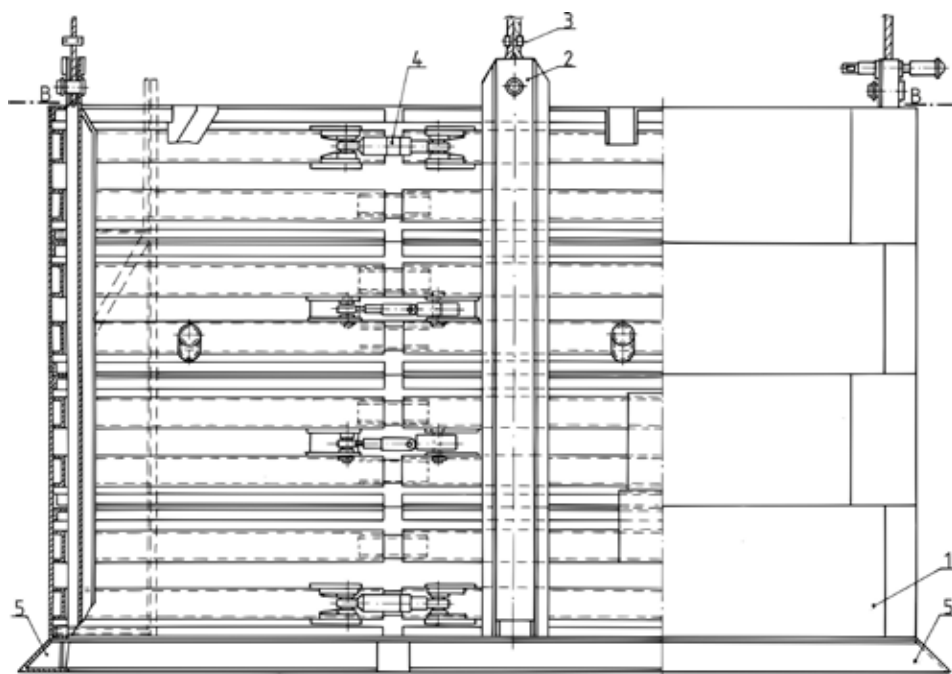
Rys. 7.17. Odeskowania rozbieralne przenośne.

1 – segment normalny, 2 – segment zamykający, 3 – szczegóły zamknięcia odeskowania.

Odeskowania rozbieralne przenośne (Rys. 7.17) stosuje się przy niewielkich głębokościach szybów (np. betonowanie obudowy głowicy szybu), jak również przy remontach obudowy szybu, gdy nie opłaca się montować bardziej skomplikowanej konstrukcji oraz urządzeń do jej przemieszczania. Przy montażu i demontażu odeskowania oraz przy betonowaniu korzysta się z pomostu wiszącego.

Ze względu na konstrukcję (budowę) odeskowania przestawne dzieli się na:

- skrzydłowe (drzwiowe),
- sekcyjne,
- kombinowane, skrzydłowo-sekcyjne.

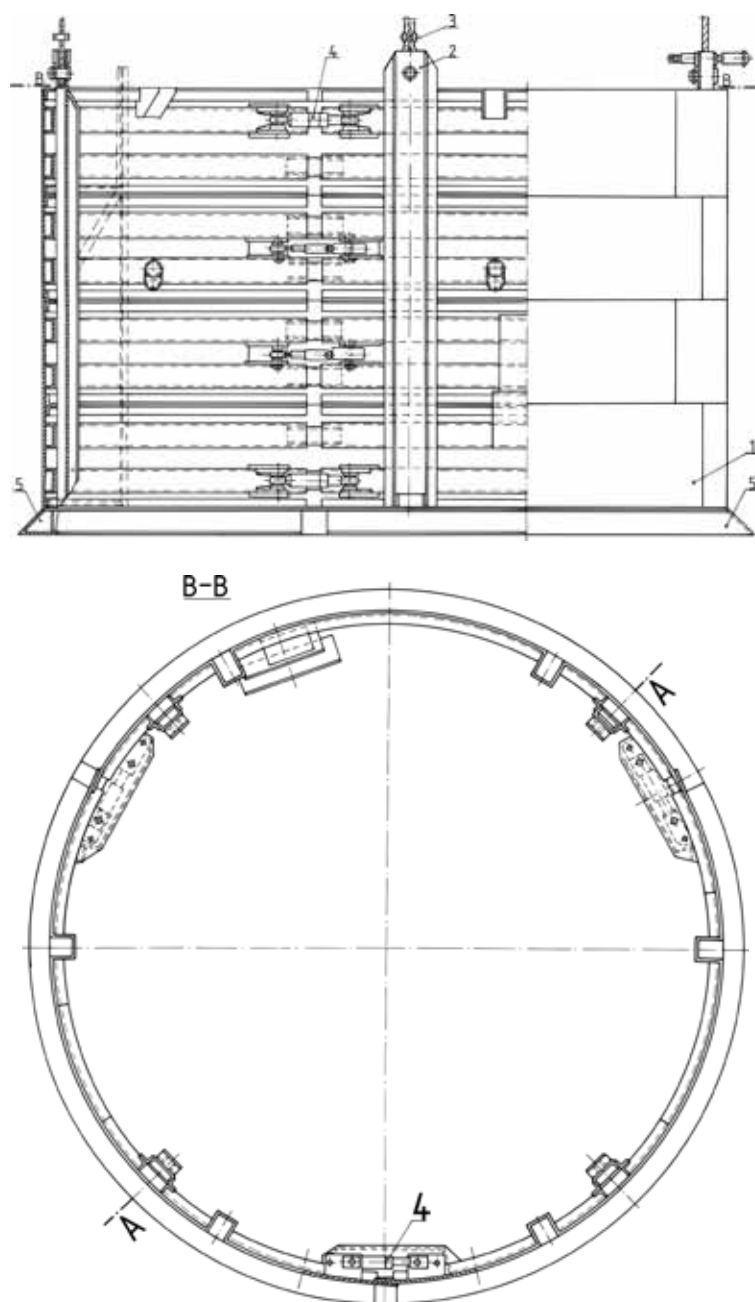


Rys. 7.18. Odeskowanie skrzydłowe.

1 – zawisy skrzydel, 2 – skrzydło prawe, 3 – skrzydło lewe, 4 – skrzydło odeskowania, 5 – klin rozpierający skrzydła, 6 – zasuwa, 7 – osłona, 8 – but.

Odeskowanie skrzydłowe (Rys. 7.18) stosowane powszechnie w latach 1960–1970 wg wzorów opracowanych w ZSRR jest konstrukcją mocną jednak zajmuje zbyt dużo miejsca, co utrudnia ładowanie urobku. Przy dużych średnicach szybu masa tego rodzaju odeskowania jest duża, co wymaga stosowania wciągarek o dużym udźwigu.

Obecnie w Polsce stosuje się niemal wyłącznie odeskowania sekcyjne (Rys. 7.19). Składają się one z poszczególnych sekcji (pierścieni) poziomych montowanych w całości w szybie do konstrukcji nośnej. Liczba pierścieni i ich wymiary zależą od projektowanej długości (wysokości) betonowanego odcinka, który wynosi od 2 do 5 m. Suma odeskowania składa się zazwyczaj z trzech rodzajów pierścieni o wysokości 1,0 m. Są one wykonane z blachy grubości 10 do 12 mm oraz ceowników i kątowników jako elementów wzmacniających i łączących poszczególne sekcje.



Rys. 7.19. Odeskowanie sekcyjne z regulacją średnicy za pomocą zamków ze śrubami rzymskimi. 1 – sekcje (pierścienie) odeskowania, 2 – konstrukcja do zawieszenia odeskowania, 3 – liny na których jest zawieszono odeskowanie, 4 – śruby rzymskie regulujące średnicę odeskowania, 5 – stopa stalowa.

Pierścień różni się od pierścieni środkowych (normalnych) tym, że ma w górnej części otwory, tzw. wlewki, przez które wprowadza się koniec węża elastycznego podającego beton za odeskowanie.

W przypadku betonowania obudowy krótkimi zabierkami pierścień dolny wyposażony jest w pierścień o kształcie stożka tworzący tzw. stopę odeskowania.

Poszczególne pierścienie łączą się ze sobą śrubami. W zależności od liczby pierścieni normalnych (pośrednich) można uzyskać mniejszą lub większą długość (wysokość) odeskowania. Sekcje w pierścieniach (w liczbie trzech sztuk) połączone są zamkami ze śrubami rzymskimi lub siłownikami hydraulicznymi pozwalającymi rozpieścić lub ściskać (zmniejszać średnicę) odeskowania w przypadku jego oderwania od betonu.

Odeskowanie zawieszone jest na zbloczach linowych przytwierdzonych do konstrukcji odeskowania. W zależności od masy odeskowania zawiesza się je na trzech lub czterech kołowrotkach o nośności 1,0 kN (10T).

Właściwą średnicę odeskowania uzyskuje się za pomocą zamków śrubowych. Zamiast siłowników śrubowych do łączenia poszczególnych zamków mogą zostać zastosowane siłowniki hydrauliczne, które bardzo ułatwiają przestawianie odeskowania. Odeskowanie to może mieć w dolnej części wypust w kierunku ociosów, tzw. stopę (Rys. 7.18 i 7.19). Stopę montuje się w celu uzyskania szczelnego zamknięcia dolnej części odeskowania, by uniemożliwić wypływanie betonu w czasie betonowania pierwszej partii obudowy. Stopa spełnia również ważne zadanie ochrony dolnej części obudowy betonowej przed skutkami robót strzelniczych. Uniemożliwia ona jednak ruch odeskowania do góry i jest stosowana tylko w przypadku, gdy wykonuje się obudowę krótkimi odcinkami z góry w dół.

Odeskowanie ślizgowe stosuje się przy wykonywaniu obudowy betonowej długimi odcinkami i przemieszczaniu odeskowania z dołu do góry stosuje się odeskowanie bez stopy (Rys. 7.20). Od odeskowań przestawnych różnią się one jeszcze tym, że ich zawieszenie umożliwia ruch ślizgowy z dołu do góry przy wznoszeniu obudowy, a następnie przemieszczenie całości w dół dla betonowania nowego odcinka.

Czasami konstruuje się również odeskowania z odpinanymi stopami, które zamontowuje się w miarę potrzeby przy wykonywaniu obudowy z góry w dół.

Istnieją również konstrukcje odeskowań samokroczących, bez podwieszania na linach. Opierają się one na konstrukcji nośnej (wysuwnych ryglach) we wcześniej wykonanym odcinku obudowy.

Przy wykonywaniu obudowy betonowej krótkimi odcinkami z góry w dół odeskowanie odrywa się od poprzednio wykonanego odcinka przez zmniejszenie jego średnicy za pomocą śrub rzymskich, a następnie przemieszcza się w dół do przodku, gdzie posadawia się go na warstwie (najlepiej ok. 2,0 m grubości) niewybranego urobku. Ułatwia to głębenie szybu w dalszej fazie robót.

W celu uniknięcia skrzywienia obudowy sprawdza się jego centryczność w stosunku do głównej pionowej osi szybu przy użyciu pionu środkowego lub też plamki lasera. Ten ostatni sposób jest lepszy, gdyż zajmuje mniej czasu (odpada czas na uspokajanie pionu) oraz pewniejszy, gdyż wyklucza możliwość pomyłek wskutek wychylenia się pionu z głównej osi i opierania się np. o konstrukcję pomostu.

Przy wyznaczaniu środka szybu promieniem laserowym, należy zwracać uwagę na jego rozpraszanie się w wilgotnej atmosferze szybowej lub też wskutek drgań wywołanych urządzeniami do głębenia szybu. Aby temu zapobiec, urządzenie laserowe powinno być przemieszczane i stabilizowane co 300 m.

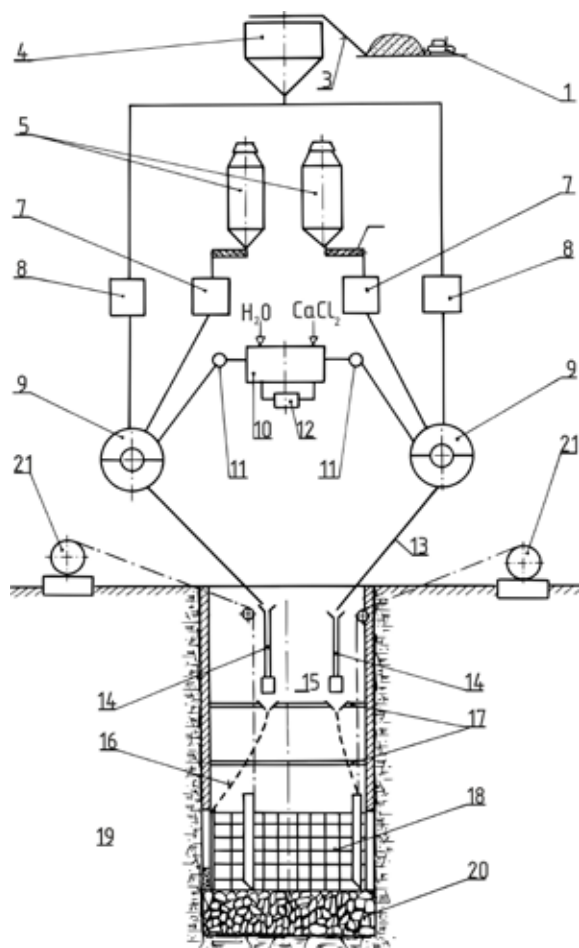
Po spionowaniu i spoziomowaniu odeskowania, w celu wykluczenia jego zwichrowania, należy okopać (obsypać) stopę odeskowania luźnym urobkiem znajdującym się w szybie. Jest to ważna czynność, gdyż ogranicza możliwość jednostronnego przesunięcia odeskowania w czasie betonowania, jak również uniemożliwia wpływanie niezwiązanego jeszcze betonu spoza odeskowania.

Górna sekcja odeskowania ma zazwyczaj kilka naprzeciwlegle rozstawionych otworów, tzw. wlewki, umożliwiających podawanie betonu za odeskowanie. Beton podawany jest za odeskowanie za pomocą giętkiego przewodu gumowego opuszczonego z zasobnika betonu, który znajduje się na pomoście wiszącym. W czasie betonowania należy obserwować rozprzestrzenianie się masy betonowej za odeskowaniem i odpowiednio przekładać przewód, tak aby uniknąć jednostronnego spiętrzenia masy za odeskowaniem i odchylenia odeskowania od pionowej osi.

W końcowej fazie podawania masy betonowej należy zrobić krótką przerwę (kilkanaście minut), aby ciepla frakcja betonu znajdująca się na powierzchni masy odsączyła się. Następnie należy uzupełnić brakującą część w celu całkowitego ze-

spolenia dwóch betonowych odcinków obudowy szybu. Miejsce łączenia dwóch odcinków obudowy powoduje pewne jej osłabienie i dlatego powinno być starannie wykonane.

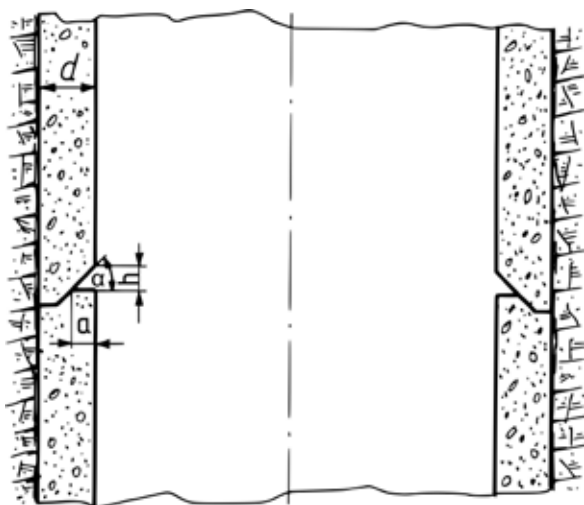
Wysokość, do jakiej ma sięgać beton w dolnym odcinku, powinna się kształtować tak jak to pokazano na Rys. 7.20.



Rys. 7.20. Schemat urządzenia na powierzchni i w szybie dla wykorzystania obudowy betonowej przy użyciu odeskowania ślizgowego. 1 – spychacz, 2 – pryzma kruszywa, 3 – przenośnik taśmowy, 4 – zbiornik kruszywa, 5 – silosy na cement, 6 – dozownik cementu, 7 – podajnik ślimakowy, 8 – dozownik kruszywa, 9 – betoniarka talerzowa przeciwbieżna, 10 – zbiornik wody, 11 – dozownik wody, 12 – pompa podająca wodę, 13 – koryta odpływowe dla masy betonowej, 14 – rurociąg spustowy dla betonu, 15 – reduktor prędkości, 16 – przewód giętki dla spustu betonu, 17 – pomost wiszący, 18 – odeskowanie ślizgowe (bez stopy), 19 – obudowa betonowa, 20 – urobek, 21 – kołowroty do zawieszania odeskowania.

Niepełne zalanie betonem szczeliny na łączeniu powoduje osłabienie obudowy oraz możliwość przecieków wody. Zbytne zalanie powoduje z kolei możliwość wykruszenia się klinowych kawałków słabo związanego z obudową betonu w górnej części szczeliny. Masa betonowa przygotowywana jest prawie wyłącznie na powierzchni. Tylko przy szybach pogłębianych, gdy nie ma możliwości transportu masy betonowej z powierzchni, przygotowuje się beton na danym poziomie.

Na powierzchni masę przygotowuje się w wytwórniach centralnych bądź też w wytwórniach zlokalizowanych w pośrednim sąsiedztwie szybu. Schemat tego rodzaju wytwórni i transportu masy betonowej do szybu przedstawiono na Rys. 7.21.

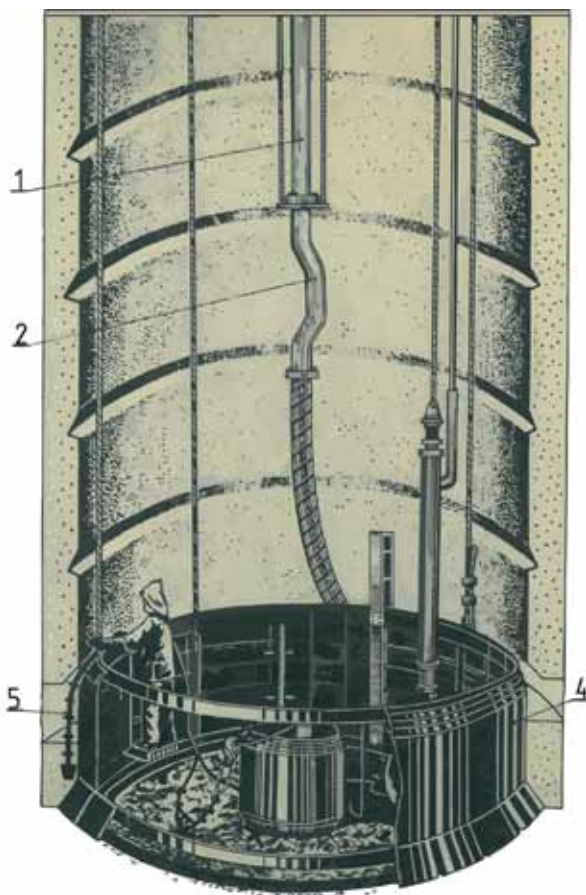


Rys. 7.21. Połączenie obudowy betonowej krótkimi odcinkami.
d – grubość obudowy, h – wysokość 10 cm, a – szerokość 10 cm, α – 45°.

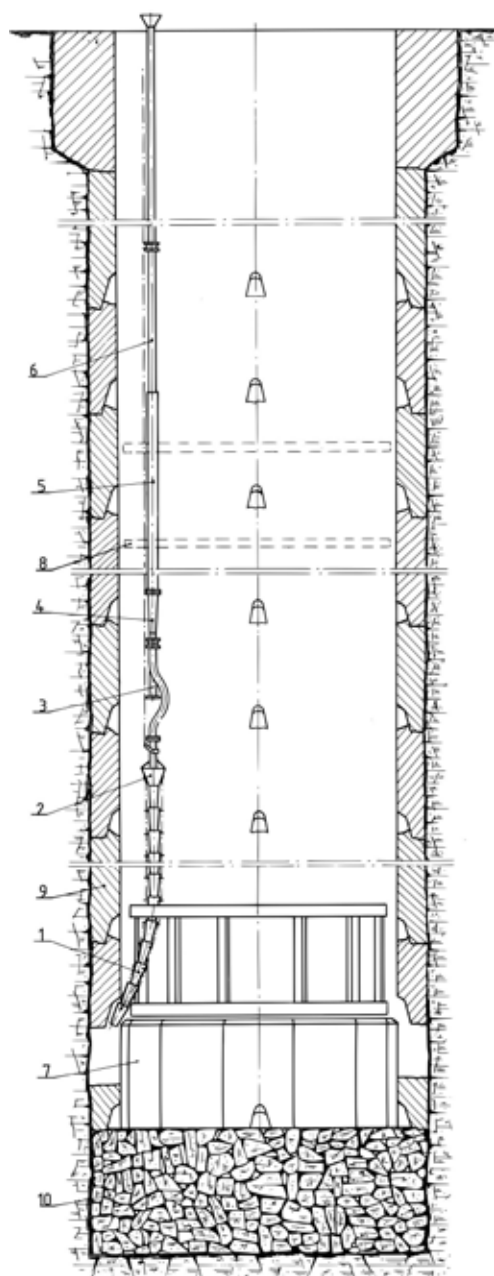
Masa betonowa może być podawana do szybu za pomocą kubłów lub rurociągow. Pierwszy sposób polega na tym, że transportuje się beton specjalnymi otwieranymi kubłami materiałowymi dla rozładunku od dołu. Masę betonową załadunku się bądź na powierzchni, bądź też w szybie nad specjalnym pomostem. Masa betonowa transportowana jest kubłami do pomostu wiszącego, gdzie rozładowuje się ją do leja. Następnie beton spływa giętkim węzłem za odeskowanie, które posiada stosowne, przeznaczone do tego otwory. Obecnie wykonuje się je w górnej części

odeskowania, aby uniknąć powstawania w obudowie „kieszeni” (jak to pokazano na Rys. 7.25).

W przypadku transportu masy betonowej rurowciągiem jest ona podawana do leja zabudowanego nad rurowciągiem spływowym betonu w głowicy szybu (Rys. 7.21), skąd spływa rurowciągiem (zazwyczaj ϕ 150 mm) do tzw. reduktora prędkości (Rys. 7.21 i 7.22) wytracającego energię kinetyczną. Reduktor ten zabudowany jest w zestawie rurowciągu spływowego (Rys. 7.23) tuż nad pomostem wiszącym. Z reduktora masa betonowa spływa stalowymi przewodami członowymi lub giętkimi rurowciągami gumowymi za odeskowanie.



Rys. 7.22. Przesuwne odeskowanie do betonowania obudowy szybu i transport masy betonowej rurowciągiem. 1 – rurowciąg spływowy betonu, 2 – reduktor prędkości, 3 – giętki wąż gumowy, 4 – odeskowanie, 5 – wibrator pogrązalny, 6 – obudowa betonowa.



Rys. 7.23. Schemat rurociągu do betonowania. 1 – przewód giętki z segmentów stalowych, 2 – kielich, 3 – ogranicznik szybkości, 4 – rura stożkowa, 5 – rura teleskopowa, 6 – rury kolnierkowe do opuszczania betonu, 7 – odeskowanie, 8 – pomost wiszący, 9 – obudowa betonowa, 10 – urobiona skała.

Wadą drugiego sposobu transportowania masy jest jej rozfrakcjonowanie się oraz wysoki współczynnik wodno-cementowy masy betonowej, co prowadzi do obniżenia klasy betonu. Ponadto występuje tu szybkie przecieranie rurociągu spływowego, zwłaszcza przy stosowaniu ostrokrawędziowego kruszywa ze skał wylewnych oraz przeciekanie masy betonowej do szybu. W przypadku stosowania chemicznych dodatków do betonu, np. chlorku wapnia, dochodzi do znacznej korozji lin i urządzeń metalowych w szybie. Zaletą tego sposobu jest jednak to, że transport masy betonowej nie wymaga pracy urządzenia wyciągowego. Duże wydajności obecnie stosowanych urządzeń wyciągowych do głębinienia szybów oraz przedstawione wady transportu masy betonowej rurociągami spowodowały, iż obecnie preferuje się transport masy betonowej kubłami, a transport rurociągowy stosuje się przy pogłębianiu szybów, gdy wydajności urządzeń wyciągowych są mniejsze.

Po zabetonowaniu zabierki można wybierać urobek ze środka szybu, a po upływie ok. dwóch godzin można wybrać go również spod stopy odeskowania.

W czasie wykonywania obudowy powinno się pobierać z masy betonowej przewidziane normą próbki.

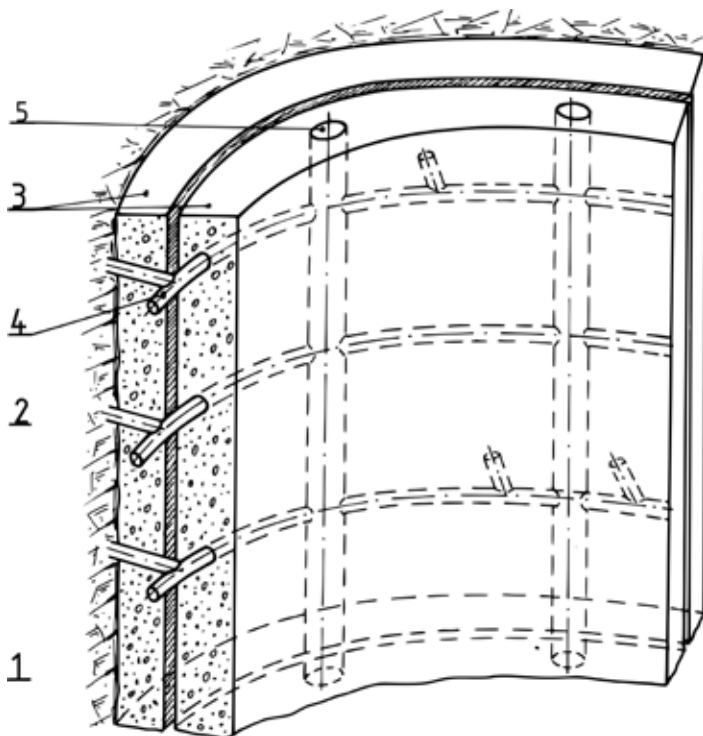
W okresie wiązania betonu należy go polewać wodą; w tym celu w odeskowaniu (przy wykonywaniu obudowy długimi odcinkami) lub na pomoście zabudowuje się odpowiednią instalację wodną. W czasie wykonywania obudowy betonowej należy zwrócić uwagę na ochronę świeżo założonej obudowy przed rozmyciem wypływającą wodą.

Obudowę zabezpiecza się przed wypływającą wodą przez:

- zakładanie w miejscach wypływu wody rurek stalowych, przez które w czasie wykonywania i wiązania obudowy wypływa woda; wypływ wody jest następnie likwidowany przez wstrzykiwanie za obudowę roztworu cementowego;
- zabudowanie pomostów i rynien okapowych zabezpieczających przodek szybu przed spływaniem wody po obudowie;
- zakładanie systemu, tzw. drenażu obudowy w postaci poziomych pierścieni i pionowych odprowadzeń;

(Rys. 7.24) wg patentu nr P240/74 (którego autor książki jest współtwórcą);

– stosowanie przegród hydroizolacyjnych, gdy przy obliczaniu obudowy uwzględniono ciśnienie hydrostatyczne.



Rys. 7.24. Drenażowe ujęcie wody w szybie. 1 – górotwór niezawodniony, 2 – górotwór zawodniony, 3 – obudowa szybu, 4 – drenaż poziomy, 5 – drenaż pionowy,

Do wad obudowy betonowej należy zaliczyć: podatność na działanie wód agresywnych, trudność przy rekonstrukcji obudowy i pękanie poszczególnych odcinków obudowy w miejscach łączenia. Wymienione wady można jednak usuwać przez zastosowanie odpowiednich gatunków cementów i dodatków chemicznych lub przez odpowiednią technologię wykonania.

7.4.1. Korozja obudowy wykonanej z betonu

Przy obudowie betonowej i betonowej ostro zarysowuje się problem odporności betonu na działanie wód agresywnych. Rozróżnia się zatem:

1) Korozję ługującą, wywołaną przez fizyczne rozpuszczenie wapna i wydzielanie go z betonu.

2) Korozję ogólnokwasową, wywołaną działaniem na beton dowolnych kwasów (przy podwyższonym stężeniu jonów wodorowych i odpowiednim zmniejszeniu pH), która dzieli się na:

a) korozję kwasowo-węglową, spowodowaną działaniem na beton dwutlenku węgla;

b) korozję siarczanową, która dzieli się na:

- korozję siarczanowo-glinową, wywołaną działaniem na beton anionów siarczanowych SO_4^{2-} , przy ich stężeniu poniżej 1000 mg/dm^3 ,
- korozję siarczanowo-glinowo-gipsową powstającą pod działaniem anionów SO_4^{2-} , lecz przy stężeniach powyżej 100 mg/dm^3 ,
- korozję siarczanowo-gipsową, która zachodzi w betonie pod działaniem wody z dużą zawartością siarczanów sodu Na_2SO_4 lub potasu K_2SO_4 ;

c) 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 normie PN-61/B-06253 wyróżniono trzy rodzaje agresywności środowiska (Tabl. 7.9).

Istotnym czynnikiem zabezpieczającym beton przed agresywnością środowiska jest podwyższenie jego wodoszczelności.

Tabl. 7.9. Stopnie agresywności środowiska wodnego

Stopień agresywności środowiska	Środowisko wodne				
	pH	twardość przemijająca stopnie	agresywne CO_2 mg/dm^3	zawartość SO_4^{2-} mg/dm^3	zawartość Mg^{2+} mg/dm^3
Nieagresywne	≥ 7	≥ 7	< 4	< 250	< 1000
Słabo agresywne	6	7,5	20	500	2000
Silnie agresywne	< 6	$< 2,5$	> 20	> 500	> 2000

Uzyskuje się je przez:

- zaprojektowanie specjalnego składu betonu (dobór składu ziarnowego kruszywa, rodzaj cementu, stosunek wodno-cementowy itd.),
- specjalny rodzaj technologii wykonania,
- odpowiedni transport masy betonowej, układanie i zagęszczanie betonu,
- właściwą pielęgnację betonu w czasie jego twardnienia.

Środki ochraniające beton przed korozją mogą mieć działanie mechaniczne lub fizykomechaniczne.

Do środków o działaniu mechanicznym należą:

- koszulki izolacyjne wokół betonu (np. z iłu),
- kanały, rurki i rynny okapowe służące do odprowadzania wody,
- powłoki bitumiczne, warstwy lanego bituminu, warstwy papy bitumicznej lub płyt asfaltowych.

Do środków o działaniu fizykochemicznym należy zaliczyć:

- preparaty zwiększające wodoszczelność betonu i zaprawy (jak np. glinki kaolinowej), lotne pyły dymnicowe,
- preparaty uszczelniające przez wiązanie wapna, np. fluorokrzemiany sodu, cynku, magnezu.

Reagują one z wodorotlenkiem wapniowym cementu, w wyniku czego powstała substancja koloidalna uszczelnia pory w betonie. Podobne właściwości ma dodawanie chlorku wapnia, którego produkty reakcji z wapnem odkładają się w porach betonu.

Stosowane bywają również uszczelniające preparaty firmowe, z których należy wymienić Hydrobet i Plastibet S krajowej produkcji. Rodzaje zabezpieczeń stosowane w zależności od agresywności środowiska wodnego podano w Tabl. 7.10. Obudowy szybowe zabezpiecza się przed środowiskiem agresywnym również przez stosowanie powłok i przegród hydroizolacyjnych.

Tabl. 7.10. Sposób zabezpieczenia obudów betonowych w zależności od rodzaju środowiska.

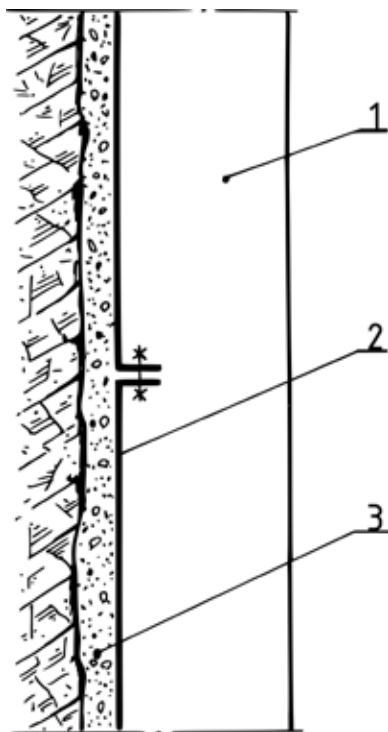
Rodzaj agresywności środowiska	Czynniki wywołujące korozję	Środowisko agresji	Rodzaj korozji	Sposób zabezpieczenia w środowisku	
				słabo agresywnym	silnie agresywnym
Środowisko ługujące	wody o niskiej twardości przemijającej	wody źródłane, opadowe, kondensacyjne	wymywanie rozpuszczalnych składników betonu, głównie wolnego wapna	cement hutniczy lub portlandzki z dodatkami wiążącymi wolne wapno	cement jak dla środowiska słabo agresywnego oraz izolacja asfaltów
Środowisko kwaśne	środowisko o charakterze kwaśnym, wody zawierające agresywny CO ₂	wody bagienne, ścieki mineralne	wytworzenie ze składnikami betonu związków łatwo rozpuszczalnych w wodzie	cement hutniczy lub izolacja asfaltowa	cement hutniczy oraz izolacja asfaltowa z tworzyw sztucznych
Środowisko, w którym powstają związki krystalizujące (głównie korozja siarczanowa)	środowisko zawierające jony SO ₂	wody morskie, ścieki mineralne	wydzielanie się soli krystalizujących ze zwiększeniem objętości powodujące spęcznienie i spękanie betonu	cement glinowy, siarczanowo-żuźlowy lub izolacja asfaltowa	cement jak dla środowiska słabo agresywnego oraz izolacja asfaltowa lub izolacja z tworzyw sztucznych
Środowisko, w którym występuje wymiana zasad (głównie korozja magnezowa)	środowisko zawierające sole magnezowe	wody morskie, ścieki mineralne	wytwarzanie ze składnikami betonu związków bezpostaciowych pozbawionych własności wiążących	cement hutniczy lub izolacja asfaltowa	cement hutniczy oraz izolacja asfaltowa

7.4.2. Przegrody oraz powłoki hydroizolacyjne

Najprostszym sposobem zabezpieczenia obudowy betonowej przed wypływającą wodą jest założenie od strony wypływu wody przegrody izolacyjnej. Może ona być wykonana z blachy uodpornionej na korozję lub też z tworzyw sztucznych.

Przykład uszczelnienia obudowy przegrodą izolacyjną z segmentów blaszanych z blachy grubości 2 lub 3 mm łączonych śrubami pokazano na Rys. 7.25. Po wykonaniu obudowy przestrzeń pomiędzy ociosem a przegrodą wypełnia się zaprawą cementową. Wykonanie tego rodzaju przegród jest kosztowne i niepraktyczne.

Z tych też względów obecnie powszechniej stosuje się przegrody izolacyjne z tworzyw sztucznych. Produkuje się je z foli polietylenowej (PE) lub polichlorku winylu (PCW). Wykonuje się je na obudowie wstępnej pasami z dołu do góry na poszczególnych zawodnionych odcinkach (Rys. 7.26). Przebieg wykonania jest następujący: na powierzchni, w odpowiednio ocieplonym pomieszczeniu, przygotowuje się folię o długości równej obudowie szybu w świetle obudowy wstępnej powiększonej o ok. 40 cm. Po przetransportowaniu do szybu rozwiesza się ją pierścieniowo wzdłuż obudowy wstępnej, a następnie mocuje do obudowy wzdłuż górnej krawędzi pasa.



Rys. 7.25. Przegroda izolacyjna z segmentów blaszanych.

1 – beton, 2 – przegroda blaszana, 3 – roztwór cementowy.

Rys. 7.26. Sposób wykonania przegrody izolacyjnej z tworzywa sztucznego

1 – obudowa wstępna szybu, 2 – obudowa ostateczna, 3 – zgrzewarka, 4 – wałek dociskowy
5 – folia zamocowana na obudowie wstępnej, 6 – zakładka folii do zgrzewania, 7 – łączenie folii przez zgrzewanie, 8 – zgrzew.

Folie przymocowuje się nierdzewnymi kołkami stalowymi z pierścieniową podkładką wzdłuż górnej krawędzi rozwieszonego pasa. Niezbędna liczba kołków wynosi:

$$n_k = \frac{q_f \cdot a_p}{q_p}, \quad (7.1)$$

gdzie:

n_k – liczba kołków wstrzeliwanych wzdłuż obwodu szybu,

q_f – masa zawieszonego pasa folii hydroizolacyjnej, kg,

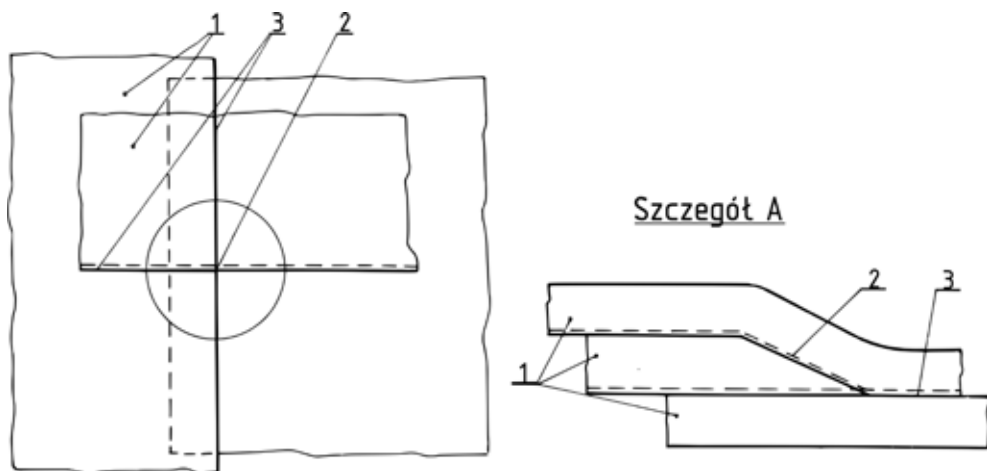
q_p – masa pasa hydroizolacji przypadająca na jeden kołek,

$q_p = 60 \text{ kg}$,

a_p – współczynnik pewności ($s = 2,0$).

Kołki rozmieszcza się równomiernie wzdłuż górnej krawędzi rozwieszonego pasa, zachowując od niej odstęp 5,0 cm.

Powierzchnię stykową poszczególnych pasów folii hydroizolacyjnej oczyszcza się z pyłów i przeciera acetonem lub innym rozpuszczalnikiem tłuszczów. Następnie poszczególne pasy (Rys. 7.27) łączy się na zakład przez zgrzewanie (przy użyciu zgrzewarki strumieniowej) lub za pomocą kleju. Wpierw wykonuje się zgrzew pionowy pasa folii, aby zamknąć rozwieszony pierścień. Następny pierścień rozwiesza się tak, aby jego dolna krawędź przykryła kołki mocujące pierwszy pas folii i umożliwiła wykonanie pod linią kołków pierwszego zgrzewu dwóch pierścieni. Z kolei wykonuje się zgrzew poziomy łączący dwa pierścienie, a następnie zgrzew pionowy drugiego (górnego) pasa folii.



Rys. 7.27. Sposób wodoszczelnego zgrzewania w miejscu łączenia trzech arkuszy folii. 1 – arkusz folii, 2 – sfazowany lub przegrzany brzeg, 3 – linie zgrzewu.

W ślad za wykonaną hydroizolacją wykonuje się ostateczną obudowę szybu, przy czym w przypadku przerwy w pracy należy pozostawić co najmniej 0,5 m szerokości pierścienia w folii na dowiązanie do niego kolejnych pierścieni. Zgrzewanie w szybie powinno się prowadzić z górnego podestu odeskowania do betonowania, przesuwanego sukcesywnie z dołu do góry.

Zgrzewarki do łączenia folii PE i PCW powinny spełniać wymogi przepisów bezpiecznego stosowania urządzeń elektrycznych w górnictwie.

Stosowaną obecnie w kraju zgrzewarkę strumieniową acetylenową konstrukcji Ośrodka Badawczo Rozwojowego Budownictwa Górniczego „Budokop” przedstawiono na Rys. 7.28.

Rys. 7.28. Zgrzewarka do łączenia tworzyw termoplastycznych strumieniem gorącego gazu. 1 – palnik acetylenowo-tlenowy, 2 – dysza zgrzewarki, 3 – kolumna zgrzewarki, 4 – podstawa kolumny, 5 – przestrzeń powietrza, 6 – rura osłonowa, 7 – rura z otworami, 8 – otwory, 9 – komora płomieniowa.

W czasie zgrzewania należy przestrzegać następujących zasad:

– dyszę zgrzewarki należy prowadzić pomiędzy przeznaczonymi do połączenia odcinkami tak, by jej odległość od dna krawędzi była nie mniejsza niż 5 cm;

- prędkość zgrzewania należy dobierać dla każdych warunków indywidualnie (w zależności od rodzaju folii, temperatury otoczenia, podłoża itp.);
- zgrzewanie odcinka folii mleczno-przezroczystej, matowo-bezbarwnej lub słabo zabarwionej powinny być podgrzewane strumieniem gorącego powietrza do chwili, aż materiał stanie się przezroczysty.

Prawidłowo wykonany zgrzew dwóch odcinków folii powinien być ciągły i przezroczysty, bez matowych plam i smug.

Do czasu zabetonowania folia hydroizolacyjna powinna być chroniona przed uszkodzeniem mechanicznym. Powłoki hydroizolacyjne z emulsji asfaltowo lateksowej wykonywane są przez nanoszenie emulsji rozpylaczami na ocios (np. zamrożony górotwór) lub obudowę wstępną.

W zależności od rodzaju emulsji aktywacja poszczególnych składników następuje u wylotu dyszy rozpylacza. Były one stosowane próbnie w polskim budownictwie szybowym. Okazały się mało trwałe (brak ciągłości powłoki) oraz wytrzymały niewielkie ciśnienia wody (rzędu dziesiątych MPa). Z tych też względów obecnie nie stosuje się ich w praktyce.

7.4.3. Odbiór i ocena obudowy betonowej

Obudowa betonowa szybu po wykonaniu powinna być odebrana zgodnie z normą BN-84/0434-11. W normie tej podano kryteria oceny i metody badań dla poszczególnych parametrów, a mianowicie:

- korozję betonu wg normy PN-80/B-01800,
- nośność konstrukcji,
- klasę betonu,
- wytrzymałość obliczeniową wg normy PN-84/B-03264,
- wytrzymałość gwarantowaną,
- wytrzymałość charakterystyczną.

Ponadto obudowa powinna odpowiadać warunkom ujętych w normach: PN-74/G-06001, BN-83/0434-02, BN-79/0434-03.

Stosownie do postanowień normy BN-84/0434-11 stopień skorodowania obudowy powinien być określony głębokością skorodowania betonu na podstawie pomiarów miarodajnej liczby próbek pobranych z fragmentów obudowy o widocznych śladach korozji. Norma określa stopnie skorodowania obudowy, przy czym stopień trzeci (nie dopuszczalny) zachodzi w tym przypadku, gdy głębokość skorodowania w stosunku do grubości obudowy jest większa niż 20%.

Kryterium naprężeń dopuszczalnych zdefiniowano przy założeniu, że naprężenia zredukowane σ_{red} w granicznym stanie nośności konstrukcji są równe naprężeniom dopuszczalnym σ_{oc} . Kryterium to określone jest współczynnikiem pewności n_σ przeniesienia naprężeń zgodnie ze wzorem:

$$n_\sigma = \frac{\sigma_{oc}}{\sigma_{red}}, \quad (7.2)$$

gdzie:

σ_{oc} – naprężenia dopuszczalne w obudowie betonowej szybu dla rzeczywistych klas betonu B przyjmowane jako równe wytrzymałości obliczeniowej betonu na ściskanie, MPa;

σ_{red} – naprężenia zredukowane w betonie obudowy szybowej, obliczane dla aktualnych obciążeń szybu oraz dla rzeczywistej grubości obudowy, tj. pomniejszonej o głębokości skorodowania, MPa.

Stopnie zagrożenia obudowy podano w Tabl. 7.11. Obudowa spełnia wymagania kryterium, gdy współczynnik przeniesienia naprężeń jest I stopnia (bezpieczny). W przypadku braku zagrożenia wodnego dla badanego odcinka obudowy dopuszcza się stopień II.

Tabl. 7.11. Stopnie zagrożenia obudowy.

Wartość współczynnika pewności przeniesienia naprężeń	Stopień zagrożenia obudowy
1	I – bezpieczny
1 – 0,75	II – dopuszczalny warunkowo
1 – 0,75	III – niedopuszczalny
0,75	IV – niebezpieczny

Kryterium szczelności obudowy określa się dopuszczalnym dopływem wody do rząpia, zgodnie z normą PN-74/G-06001. Obudowa spełnia wymagania kryterium, jeżeli zinwentaryzowane wycieki ze źródła przenikania wody przez obudowę mają wydatek mniejszy niż $20 \text{ dm}^3/\text{min}$ i nie zawierają części stałych, a sumaryczny dopływ wody do rząpia nie przekracza $150 \text{ dm}^3/\text{min}$.

Przenikanie wody występuje głównie przez:

- złącza podstawowe poszczególnych długich odcinków rury szybowej,
- szczeliny skurczowe (tzw. szwy robocze) pośrednich połączeń betonowych odcinków– nadlewki betonu,
- mikrorysy, rysy, spękania obudowy przebiegające różnokierunkowo,
- szczeliny powstałe wskutek oddziaływania na obudowę zmian własności skał w otoczeniu szybu w procesie rozmnażania obudowy,
- szczeliny powstałe wskutek deformacji rury szybowej,
- porowatość betonu,
- miejsca osadzania dźwigarów oraz posadowienia kotwi szybowych.

Badania stanu bezpieczeństwa obudowy należy przeprowadzać w cyklu zero-wym przy początkowym stanie obudowy oraz w cyklach następnych, których liczbę uzależnia się od zasięgu zmian stanu obudowy.

Tabl. 7.12. Zakres stosowania metod pomiarowych

Parametry	Metody badań
Normowe parametry, jakości betonu, jednorodność, wytrzymałość	metoda niszcząco-rdzeniowa, metody nieniszczące ultradźwiękowe, sklerometryczne i inne
Grubość obudowy	pomiar na obiekcie
Głębokość korozji lica obudowy	pomiar laboratoryjny
Dopływ wody	pomiar na obiekcie

Zakres stosowanych metod pomiarowych określony jest w Tabl. 7.12 przy czym metody badań poszczególnych parametrów określone są w normie BN-84/0434-11.

Uwzględniając przeprowadzone pomiary oraz wskazania normy, dokonuje się kompleksowej oceny poszczególnych parametrów.

7.5. Obudowa żelbetowa

Obudowa żelbetowa szybu jest to obudowa betonowa zbrojona. Wzmocnienie obudowy betonowej zbrojeniem daje w wyniku żelbetową obudowę szybu. Obudowę żelbetową stosuje się wtedy, gdy ciśnienia zewnętrzne na obudowę są nierównomiernie rozłożone, np. w strefach zaburzeń, uskoków itp. Ponieważ kierunek działania sił skupionych w naruszonym górotworze zwykle nie jest znany (a poza tym jest on zmienny), układ wkładek zbrojeniowych w kształcie elipsy zastępuje się dwoma wkładkami o przekroju kolistym, z których jedna znajduje się po stronie zewnętrznej, a druga po stronie wewnętrznej.

Dla bardziej równomiernego rozkładu obciążeń poszczególne pierścienie zbrojenia łączy się wkładkami pionowymi. Grubość wkładek poziomych wynosi od 16 do 25 mm, pionowych 10 do 20 mm. Oprócz zbrojenia poprzecznego o kształcie kolistym stosuje się również zbrojenia poprzeczne w kształcie spirali. Odstęp między wkładkami zbrojenia wynosi 0,2 do 0,5 m, najczęściej 0,3 m. Obudowę żelbetową wykonuje się podobnie jak betonową, stosując rozbieralne odeskowanie, zazwyczaj – stalowe. Betonowanie wykonuje się odcinkami 0,5 do 1,0 m. Konieczne jest zagęszczenie betonu przez wibrowanie.

Obudowa żelbetowa nie znajduje obecnie szerokiego zastosowania. Jako przyczyny należy wymienić trudność wykonania tego rodzaju obudowy oraz częstą korozję stalowych wkładek wskutek agresywności wód. Tworzenie się związków żelaza, a zwłaszcza wodorotlenków powiększających swoją objętość, wpływa destrukcyjnie na całość obudowy. Następuje bowiem wykruszenie betonu w miejscach wkładek zbrojeniowych i w następstwie tego – całkowite zniszczenie obudowy.

W celu uchronienia się przed korozją betonu i wkładek stalowych obudowa ta powinna być chroniona przez hydroizolację.

W obudowie żelbetowej wykonuje się ostateczne głowice szybów, odcinki szybów w miejscu przebiccia z wlotami podszybi oraz odcinki szybu w strefach wzmoczonych ciśnień, np. w partiach uskokowych.

7.6. Obudowa tubingowa

Obudowę tubingową stanowi cylinder złożony z oddzielnych pierścieni. Poszczególne pierścienie składają się z oddzielnych, jednakowych segmentów, tzw. tubingów. Tubingi mogą być wykonane z żelbetu, żeliwa, staliwa lub ze stali profilowanej. Obudowy z tubingów żeliwnych, staliwa i ze stali profilowanej stosowane bywają przy głębieniu szybów metodami specjalnymi, dlatego też szczegółowe omówienie tematu przedstawione zostało w 2. części książki.

7.6.1. Obudowa z tubingów żelbetowych

Obudowa tego rodzaju znalazła w latach 60. szerokie zastosowanie przy obudowie szybów głębionych metodą zwykłą w ZSRR. Również w Polsce w celu zebrania doświadczeń obudowano kilka szybów tego rodzaju obudową.

Tubingi produkcji ZSRR typu WNIJOMSXS i STK zostały opisane w rozdz. 3. W Polsce stosowane były tubingi typu STK.

Sposób wykonania obudowy szybu tego rodzaju tubingami przedstawiono na Rys. 7.29.

Rys. 7.29. Obudowa z tubingów żelbetowych.

1 – kołowrót o napędzie pneumatycznym do podwieszania tubingów, 2 – platforma, 3 – linki do sterowania kołowrotem, 4 – uszczelnienie tubingów, 5 – tubing.

Ze względu na dużą pracochłonność oraz możliwość stosowania tego rodzaju obudowy przy głębieniu szybów metodą zwykłą obudowa tego rodzaju nie znajduje obecnie zastosowania.

Literatura

1. Andrejczew A. N.: *Tubingowoje krieplenije wiertikalnych szacht*. Moskwa Ugletiechizdat 1950.
2. Bułyczew N. S. i inni: *Raschot kriepli kapitalnych gornych wyrobotok*. Moskwa Niedra 1978.
3. Bułyczew N. S., Abramson H. J.: *Kriep wiertikalnych stwołow szacht*. Moskwa Niedra 1978.
4. Cieślík M.: *Metody równoległe w budowie szybów*. Kokotek k. Lublińca. Materiały pokonferencyjne SITG 1980.
5. Cieślík M., Stoszek J.: *Nowe rozwiązania obudów szybowych*. „Projekty–Problemy. Budownictwo Górnicze” 1980 nr 2.
6. Cwil J.: *Mocowanie zbrojenia do obudowy szybu za pomocą kotwi*. „Projekty–Problemy” 1976 nr 10.
7. Dykowski W. i inni: *Materiały i konstrukcje obudów szybowych. Stan i kierunki rozwoju*. Materiały pokonferencyjne SITG Kokoetek k. Lublińca 1986.
8. Galanka L.: *Jak obliczać ciśnienie górotworu na obudowę szybów w skałach zwięzłych. Drogi postępu w górnictwie*. Konferencja SITG Katowice 1956.
9. Galanka J.: *Jak obliczać ciśnienie na obudowę szybów w górotworze zawodnionym*. „Przegląd Górniczy” Katowice 1958.
10. Głuch P., Szczepaniak Z.: *Głębieńie szybów*. Skrypt Politechnika Śląska Gliwice 1983.
11. Godziek J.: *Problemy korozji murowych obudów szybowych*. OBRBG – Mysłowice 1971.
12. Godziek J.: *Problem korozji obudów szybowych w świetle badań środowiskowych*. „Budownictwo Górnicze” 1971 nr 1.
13. Golec D., Jokiel A., Wolny K.: *Wodoszczelne obudowy szybowe, stalowo-betonowe o wysokiej nośności*. Materiały pokonferencyjne SITG Kokotek k. Lublińca 1986.
14. Hansel J., Klich A., Stachurski J.: *Zagadnienie obliczenia kotwienia zbrojenia szybowego*. „Budownictwo Górnicze” 1968 nr 4.
15. *Instrukcja projektowania i obliczeń urządzeń koncesyjnych*. Katowice MGİE 1963.

16. Jasnowski M.: *Badania Parametrów Geotechnicznych skał głębokich struktur karbonu w GZW*. Materiały pokonferencyjne SITG Kokotek 1986.
17. Jokiel M.: *Wymiarowanie obudów górniczych metodą stanów granicznych. Prognozy i postulaty*. Materiały pokonferencyjne SITG Kokotek 1986.
18. Kamieński G.N. i inni: *Hydrogeologia złóż surowców mineralnych*. Warszawa Wydawnictwo Geologiczne Warszawa 1956.
19. *Katalog Zjednoczenia Przemysłu Materiałów Wybuchowych „Erg” – Górnicze środki strzałowe*. Katowice 1972.
20. Kidybiński A.: *Obliczanie spodziewanych dopływów wody do pionowych wyrobisk górniczych*. „Przegląd Górniczy”, Katowice 1959.
21. Keil K.: *Ingenieurgeologie und Geotechnik*. Halle (Saale) 1951.
22. Kołomiejski N. W.: *Geologia inżynierska*. Warszawa Wydawnictwo Geologiczne 1955.
23. Kotara S., Śrutwa M.: *Kierunki mechanizacji urabiania, ładowania i transportu urobku w procesie drążenia szybów głębokich*. „Projekty-Problemy” 1979 nr 10.
24. Kostrz J.: *Głębień szybów metodą zwykłą z powierzchni*. Katowice, WGH 1961.
25. Kostrz J., Nosek K., Pękacki W.: *Głębień szybów i szybków*. Katowice, Wydawnictwo Śląsk 1967.
26. Kostrz J.: *Mechanizacja głębień szybów w polskim górnictwie węglowym*. „Budownictwo Górnicze” 1966 nr 4.
27. Kozioł A. M. i inni: *Gornyje dawlenije i sposoby spoddierzżanija wiertikalnych stwołow*. Moskwa Niedra 1976.
28. Krajewski R.: *Geologiczna obsługa kopalń*. Warszawa Wydawnictwo Geologiczne 1955.
29. Krawcow E.P.: *Żelezobetounyje tiubingi STK dla kreplenja stwołow szacht*. „Szachtnoje Stroitelstwo” 1957 nr 6.
30. Krupiński B.: *Zasady projektowania kopalń. Cz. I*. Katowice Wydawnictwo Śląsk 1957.
31. Krupiński B.: *Niektóre wytyczne w zakresie projektowania dla potaniania i przyspieszenia budowy kopalń*. „Przegląd Górniczy” 1957 nr 698.
32. Krupiennikow G. A. i inni: *Wzaimodiejstwije massiwow gornych porod a krepju wiertikalnych wyrobotok*. Ugletiechizdat Moskwa 1966.

33. Książkiewicz M., Samsonowicz J.: *Zarys geologii Polski*. Warszawa PWN 1953.
34. Kwaśniewski M.: *Wzór na grubość betonowej obudowy szybowej przy założeniu równomiernego rozkładu w niej naprężeń w stanie granicznym*. „Projekty–Problemy” 1976 nr 7/8.
35. Lebet T.: *Doskonalenie techniki robót strzelniczych dla głębiania szybów o zwiększonych postęпах*. Mysłowice OBRBG – „Budokop” 1977.
36. Leszczyński J.: *Konstrukcje i rodzaj materiałów obudowy szybów w warunkach mrozenia górotworu*. Materiały konferencyjne SITG Kokotek 1986.
37. Link H.: *Zur Stabilität des elastisch gebetteten Kreisbogenträgers bei tangential gerichteten „Bettungskräften Stahlbau”* 1964 nr 5.
38. Link H.: *Entwicklung und Gegenwärtiger Stand der Schachtausbauberechnung für lockers, wasserführendes Gebirge*. Z. Internationale Arbeitstagung über Spezialprobleme der Schachtbautechnik. Freiberg 1965.
39. Małoszewski J., Kostrz J.: *Nowe rozwiązania technologiczne i organizacyjne w głębianiu szybów i wykonawstwie głównych wyrobisk podziemnych*. „Projekty–Problemy. Budownictwo Węglowe” 1977 nr 3/4.
40. Małoszewski J., Wichur A.: *Nowa metodyka obliczeniowa obudowy szybów*. „Projekty–Problemy. Budownictwo Węglowe” 1980 nr 3.
41. Maliowanow O. P.: *Primienienie szczito – oboloczek pri prochodkie wiertikalnych stwołow celesobrazno*. „Szachtnoje Stroitelstwo” 1959 nr 10.
42. Majka R., Kostrz J.: *Nowe kierunki zbrojenia szybów w Polsce*. „Projekty–Problemy” 1969 nr 2.
43. Masłow N.N.: *Inżynierska Geologia*. Nidra Moskwa 1957.
44. Michalik R., Pexa L.: *Wody głębinowe w rejonie Ostrawsko-Karwińskim*. „Przegląd Górniczy” 1958 nr 721.
45. Mizia A., Plebankiewicz, Wichur A.: *Montaż aparatury tensonometrycznej w nadkładowej partii obudowy szybu VII Kop. Zofiówka*. „Budownictwo Górnicze” 1969 nr 2.
46. *Mechanika Górnicza*. Instytut Węglowy Katowice, PWT 1950.
47. Mettler E.: *Zur Frage der Krümmungsfähigkeit von Schachtausbauten*. „Bergbauarchiv” 1964 nr 1/2.

48. Mohr F.: *Die Beanspruchungen und Berechnungen des schachtausbaus*. „Glückauf” 1950 nr 23/24.
49. Mohr F.: *Der Einfluss des Wassergehaltes eines Lockergesteines auf die Höhe der Belastung eines Schachtausbaus*. „Bergwissenschaften” 1964 nr 17/38.
50. Mohr F.: *Schachtbautechnik*. Coslar, 1964 Herman Hübner Verlag.
51. Patent. Polska nr 102722 *Sposób i urządzenie do wykonywania szybowego utwierdzenia kotwiewego*. Autorzy: Cwil R., Duda A., Godziek J., Posyłek E.; właściciel: OBRBG „Budokop”.
52. Patent. Polska nr P.240 174 *Obudowa wyrobisk pionowych*. Autorzy: Gąsior S., Kostrz J., Krzyżowski F.; właściciel: Zakład Robót Górniczych.
53. Posyłek E., Maj L.: *Charakterystyka i kryteria doboru kotwi do mocowania zbrojenia szybowego*. „Budownictwo Górnicze” 1974 nr 1.
54. Pogany W.: *Kurzawka*. „Przegląd Górniczy” 1949 nr 616.
55. Pokrowski N.M.: *Głębianie szybów zwykłymi sposobami*. Stalinogród WGH 1954.
56. *Poradnik Górnika*. Praca zbiorowa T. 2. Katowice Wydawnictwo Śląsk 1974.
57. *Sprawocznik inżyniera szachtastroitiela*. T. 2. Praca zbiorowa. Moskwa Niedra 1972.
58. *Zbrojenie szybów i prowadzenie naczyń wydobywczych w szybie*. Cz. I. Praca zbiorowa. Katowice 1964 SITG.
59. Prokop W.: *Dobór urządzeń do głębiania i początkowego odcinka szybu*. „Projekty–Problemy”. Budownictwo Górnicze 1978 nr 7/8.
60. Prokop W.: *Dobór wież do głębiania szybów*. Materiały pokonferencyjne SITG. Kokotek 1980.
61. Ruppienieit K. W.: *Miechniczieskije swojstwa górnych porod*. Moskwa Ugletiechizdat 1956.
62. Sałustowicz A. I.: *Mechanika górotworu*. Cz.I. Stalinogród WGH.
63. Sałustowicz A. I.: *Zarys mechaniki górotworu*. Katowice Wydawnictwo Śląsk 1968.
64. Sitz P.: *Vergleich der verscheidenen Lastannahmem und Berechnungsmethoden für Schachtausbau*. Kamner der Technik n. Bergakademie Freiberg 1965.
65. Skupin J. I inni: *Kierunki postępu technicznego w zakresie modernizacji i zbrojenia szybu i jego mocowania do obmurza*. Materiały pokonferencyjne SITG. Kokotek 1978.

66. Strzelecki Z.: *Poradnik materiałoznawstwa dla potrzeb budownictwa górniczego*. Katowice Wydawnictwo Śląsk 1971.
67. Śrutwa M.: *Szybkościowe głębianie szybów*. Materiały pokonferencyjne SITG. Kokotek 1980.
68. Suślik E.: *Analiza urabiania górotworu w różnych warunkach geotechnicznych przy głębianiu szybu*. Praca dyplomowa. Kraków AGH 1978.
69. Sztelak J.: *Rozeznanie hydrogeologiczne i geomechaniczne złóż węgla kamiennych, brunatnych, soli, rud miedzi i rud metali nieżelaznych w Polsce pod kątem widzenia wyboru metody głębiania szybów*. „Przegląd Górniczy” 1958 nr 7/8.
70. Szczelkaczew W. H., Panuk B. B.: *Podziemna Gidrawlika*. Moskwa Gosgotiechizdat 1949.
71. *Szczegółowe przepisy prowadzenia ruchu i gospodarki złożem w podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny i brunatny*. Katowice MGİE 1984.
72. Takuski St.: *Roboty wiertnicze i strzelnicze w szybach*. Skrypt Akademii Górniczo-Hutniczej Kraków 1969.
73. Walewski J.: *Projektowanie szybów i szybików*. Katowice Wydawnictwo Śląsk 1965.
74. Wichur A.: *Dwuwymiarowy model obciążenia obudowy szybu jako wektorowej funkcji losowej*. „Zeszyty Naukowe AGH” 1976 nr 88.
75. Wichur A.: *Ciśnienie górotworu na odwodzie obudowy szybu jako normalna stacjonarna funkcja losowa*. „Archiwum Górnictwa” 1970 nr 1.
76. Wichur A.: *Zasady projektowania obudowy zespolonej i wielowarstwowej szybów*. „Projekty–Problemy. Budownictwo Węglowe” 1977 nr 1.
77. Wichur A.: *Nowa metodyka obliczeniowa obudowy szybowej w świetle opracowanych nowych norm branżowych*. „Budownictwo Górnicze” 1973 nr 2.
78. Wichur A.: *Zasady wymiarowania obudowy zespolonej i wielowarstwowej szybów*. „Projekty–Problemy. Budownictwo Węglowe” nr 1.
79. Wichur A., Dykowski W.: *Zagadnienie wykonywania transportu i układania mieszanki betonowej w budownictwie szybowym*. Materiały pokonferencyjne SITG. Kokotek 1980.

80. *Warunki Techniczne projektowania, wykonania i odbioru połączeń wsporników zbrojenia szybu z obudową za pomocą kotwi wklejanych*. Katowice Głównie Biuro Studiów i Projektów Górniczych 1976.
81. Wojno T.J., Pentlakowa Z.: *Własności techniczne skał*. Warszawa Wydawnictwo Geologiczne 1976.
82. *Zarządzenie nr 11 Prezesa WUG z dnia 10 06 1976 r.*

Wykaz norm

- PN-74/B-02480 – Grunty budowlane. Podział, nazwy, symbole i określenia.
- PN-86/B-02480 – Grunty budowlane, określenia, symbole, podział i opis gruntów od 1968.01.01. Zastępuje normę PN-74/B-02480.
- PN-82/B-02000 – Obciążenia budowli. Zasady ustalania wartości.
- PN-82/B-02001 – Obciążenia budowli. Obciążenia stałe.
- PN-82/B-02003 – Obciążenia budowli. Obciążenia imienne technologiczne. Podstawowe obciążenia technologiczne i montażowe.
- PN-84/B-03264 – Konstrukcje betonowe, żelbetowe i sprężone obliczenia statyczne i projektowanie.
- PN-82/B-02003 – Obciążenia budowli. Obciążenia zmienne technologiczne. Podstawowe obciążenia technologiczne i montażowe.
- PN-81/B-0315001 – Konstrukcje z drewna i materiałów drewnopodobnych obliczenia statyczne i projektowanie. Materiały.
- PN-75/B-12001 – Cegła pełna wypalona z gliny – zwykła.
- PN-71/B-12008 – Cegły wypalane z gliny klinkierowe budowlane.
- PN-70/B-12002 – Cegła drążona wypalana z gliny – dziurawka.
- PN-75/B-12003 – Cegły pełne i bloki drążone wapienno-piaskowe.
- PN-73/B-120011 – Cegła kratówka wypalana z gliny.
- PN-65/B-14504 – Zaprawy budowlane cementowe.
- PN-80/B-01300 – Cement. Nazwy i określenia.
- PN-86/B-01300 – Cement. Terminy i określenia /od 88.01.01. zastępuje PN-80/B-01300
- PN-80/B-30000 – Cement portlandzki.
- PN-80/B-30011 – Cement portlandzki szybko twardniejący.
- PN-80/B-04300 – Cement. Metody badań. Oznaczenie cech fizycznych.
- PN-80/B-01300 – Cement. Nazwy i określenia.
- PN-71/B-30005 – Cement hutniczy 25.
- PN-66/B-06714 – Kruszywo mineralne. Kruszywo kamienne budowlane. Badania techniczne.
- PN-79/B-06711 – Kruszywa mineralne. Pisaki do zapraw budowlanych.
- PN-79/B-06712 – Kruszywa mineralne do betonu zwykłego.
- PN-80/B-30011 – Cement portlandzki szybko twardniejący.
- PN-80/B-01800 – Antykorozyjne zabezpieczenie w budownictwie. Konstrukcje betonowe żelbetowe. Klasyfikacja i określenie środowisk.
- PN-84/B-03264 – Konstrukcje betonowe, żelbetowe i sprężone. Obliczenia statyczne i projektowanie.
- PN-75/B-06250 – Beton zwykły.
- PN-69/M-80207 – Liny stalowe T6 x 19 + A.
- PN70/M-80227 – Liny stalowe płaskie.
- PN-73/G-43021 – Lutnie wentylacyjne kołnierzowe, lutnie blaszane o średnicy 400–600 mm.

- PN-67/G-43022 – Lutnie wentylacyjne kołnierzowe. Lutnie o średnicy 700–100 mm.
- PN-74/G-06001 – Szyby górnicze. Obudowa murowa i betonowa. Wymagania i badania.
- PN-65/B-14504 – Zaprawy budowlane cementowe.
- PN-69/B-10020 – Roboty murowe z cegły. Wymagania i badania przy odbiorze.
- PN-77/H-83151 – Staliwo konstrukcyjne węglowe i stopowe. Odlewy. Ogólne wymagania i badania.
- PN-86/H-83123 – Żeliwo sferoidalne niestopowe. Gatunki.
- PN-72/H-84020 – Stal węglowa konstrukcyjna zwykłej jakości ogólnego przeznaczenia. Gatunki.
- PN-76/H-83126 – Żeliwo sferoidalne niestopowe. Odlewy. Ogólne wymagania i badania.
- PN-76/H-83100 – Żeliwo szare niestopowe. Odlewy. Ogólne wymagania i badania.
- PN-61/G-95005 – Prowadniki szybowe. Prowadniki lite z drewna krajowego.
- PN-86/H-83123 – Żeliwo sferoidalne niestopowe. Gatunki.
- PN-86/H-83101 – Żeliwo szare. Gatunki.
- PN-74/G-06001 – Szyby górnicze. Obudowa murowa i betonowa. Wymagania i badania.
- PN-71/G-56235 – Wiertarki górnicze obrotowe ręczne. Podział i główne wymagania.
- PN-83/G-56265 – Wiertarki górnicze udarowe. Chwyty wiertel i gniazd. Wymiary.
- PN-69/G-56300 – Młotki pneumatyczne górnicze. Podstawowe parametry i wymiary.
- PN-77/G-01300 – Hydrogeologia. Podstawowe nazwy i określenia.
- PN-67/B-03002 – Konstrukcje murowe z cegły, obliczenia statyczne i projektowanie.
- BN-84/0434-11 – Szyby górnicze. Obudowa betonowa kryteria oceny i metody badań.
- BN-84/0414-17 – Szyby górnicze. Zbrojenie sztywne. Wymagania i badania.
- BN-84/0436-04 – Połączenia kotwione zbrojenia z obudową szybu. Wymagania i badania.
- BN-76/0436-01 – Połączenia kotwione zbrojenia z obudową szybu. Zasady projektowania.
- BN-78/0436-03 – Połączenia kotwione zbrojenia zabudową szybu. Kotwie.
- BN-78/1727-22 – Prowadniki szybowe. Prowadniki stalowe z ceowników.
- BN-76/0414-10 – Szyby górnicze. Przedziały drabinowe. Przepierzenia.
- BN-78/0436-02 – Połączenia kotwione zbrojenia z obudową szybu. Wsporniki stalowe.
- BN-81/0414-15 – Szyby i szybiki górnicze o przekroju kołowym. Średnice nominalne.
- BN-75/0422-03 – Szyby górnicze o przekroju kołowym w obudowie murowej lub betonowej. Podstawowe parametry oporu.
- BN-75/1727-22 – Szkody górnicze. Prowadniki szybowe. Prowadniki stalowe.
- BN-83/0432-24 – Górnicza obudowa kotwiona. Kotwie. Określenia, podział i oznaczenia.
- BN-83/0432-25 – Górnicza obudowa kotwiona. Żerdzie kotwione. Ogólne wymagania i badania.
- BN-85/1727-03 – Naczynia wyciągowe. Prowadnice ślizgowe stalowe do prowadników.
- BN-76/0436-01 – Połączenia kotwione zbrojenia z obudową szybu zasady projektowania.
- BN-83/0434-02 – Szyby górnicze. Obudowa. Obciążenia.
- BN-79/0434-03 – Szyby górnicze. Obudowa. Zasady projektowania.
- BN-83/0414-16 – Szyby górnicze. Komory przelewowe.

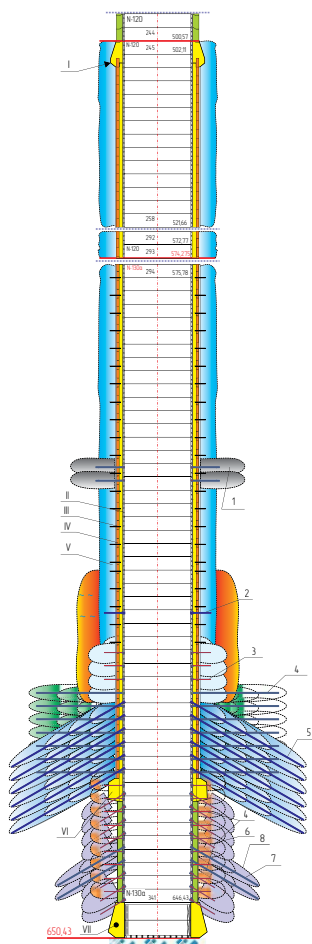
The background of the top half of the page is a dark, atmospheric photograph of a tunnel. The tunnel's structure is made of a grid of metal ribs, and a bright light source at the far end creates a strong lens flare and illuminates the interior. The overall color palette is dark with blue and white highlights from the light source.

PeBeKa specjaliści od budowy szybów

Budownictwo podziemne

Budownictwo górnicze jest podstawowym zakresem działalności PeBeKa, jednej z najbardziej cenionych i nowoczesnych firm w branży górniczej. W ciągu 50 lat przedsiębiorstwo wybudowało liczne kopalnie, drążąc wyrobiska chodnikowe, komory i głębiąc szyby. Jednocześnie spółka w pełni wyposaża wykonywane wyrobiska w niezbędną infrastrukturę techniczną. Jako główny wykonawca kopalń w Legnicko-Głogowskim Okręgu Miedziowym spółka wykonała ponad 1000 km wyrobisk korytarzowych, jak również komory o kubaturze 700 000 m³.

PeBeKa jest liderem w głębeniu szybów. W swojej historii firma wydrążyła 30 szybów o łącznej głębokości ponad 28,5 kilometra, w większości na terenie LGOM-u dla potrzeb KGHM Polska Miedź S.A. Wszystkie szyby na terenie LGOM-u zostały wykonane przez PeBeKa z zastosowaniem nowoczesnej i zaawansowanej technologii mrożenia górotworu. Doświadczenia zdobyte w trakcie głębenia szybów w Zagłębiu Miedziowym umożliwiły spółce opracowanie metody szybkiego i bezpiecznego mrożenia głębinnych szybów w niekorzystnych warunkach geologicznych. Mrożenie górotworu do głębokości 650 m, zastosowane dla budowy szybów, stanowi unikalną technologię w skali światowej.



Iniekcja górotworu w szybie R-XI

- I. Stopa podstawowa – poziom 503.57 m
- II. Obudowa tubingowa N-120.130a/7.5 m
- III. Koszulka betonowa za obudową tubingową
- IV. Obudowa wstępna panelowa
- V. Pręty wzmacniające F68
- VI. Stopa podstawowa – poziom 635.00 m
- VII. Stopa podstawowa – poziom 650.43 m
- 1-7 Otwory iniecyjne
- 8 Teoretyczny zasięg płaszcza iniecyjnego



W trakcie głębienia do urabiania górotworu użyto dwóch technik: w strefie zamrożonej w gruntach i skałach słabych wykorzystano kombajn szybowy konstrukcji PeBeKa, a w pozostałym obszarze w skałach twardych zastosowano specjalną metodę strzałową z zastosowaniem elementów techniki gładkich ścian i ograniczonej mocy ładunków. W strefie niezamrażanej wykorzystano technikę strzałową z włosem równoległym i elementami metody gładkich ścian.

Ze względu na warunki geologiczne i trwałość obudowy w strefie mrożonej jako obudowy użyto żeliwnych tubingów. W dolnej partii szybu zastosowano obudowę betonową lub żelbetonową.

Po raz pierwszy w historii głębienia szybów na terenie Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego konieczne jest przejście przez grubą warstwę soli kamiennej na głębokości poniżej 1000 metrów. Ze względu na reologiczne właściwości skał ten 155-metrowy odcinek zostanie pokonany w obudowie powłokowo-lukowej z profilu V25 o średnicy 10 m w wyłomie, z urabianiem przy pomocy specjalnie dostosowanego kombajnu. Zakończenie procesu głębienia spodziewane jest w drugiej połowie roku 2013.

W związku z rozszerzeniem się obszaru LGOM rozpoczęła się budowa nowego szybu GG-1 w rejonie miejscowości Kwielice. Aktualnie trwa proces mrożenia górotworu, budowana jest również wieża szybowa. Rozpoczęcie głębienia planowane jest na czwarty kwartał roku 2013. Doświadczenia zdobyte w trakcie robót szybowych umożliwiają podjęcie przez PeBeKa wszelkiego typu projektów szybowych poza LGOM-em. W kopalni węgla kamiennego Preussag w Niemczech PeBeKa pogłębiła Szyb Północny do głębokości 1545 m, wykonując jednocześnie prace montażowe. Natomiast XIII-wieczny szyb Regis, znajdujący się w historycznej kopalni soli w Wieliczce i wykonany w obudowie drewnianej, został całkowicie przebudowany i stanowić będzie część trasy turystycznej. PeBeKa przeprowadziła również całkowitą likwidację dwóch głębokich szybów P-III i P-IV kopalni ZG Polkowice-Sieroszowice (LGOM), umożliwiając eksploatację ich filarów ochronnych.

Szyb SW-4 – aktualnie realizowany projekt

Szyb SW-4, którego głębienie rozpoczęło się w lipcu 2008 roku, będzie miał głębokość ostateczną 1219 m i średnicę wewnętrzną 7,5 m. Faza projektowa, prace przygotowawcze i tymczasowe, a także wiercenie otworów mroźniowych i budowa systemu mroźniowego rozpoczęły się w roku 2005. W trakcie realizacji tego projektu firma osiągnęła swój rekord głębokości mrożenia na poziomie 650 m. Aby przejść przez czwartorzędowe i trzeciorzędowe osady oraz utwory dolnego triasu (złożone z zawodnionych piasków, żwirów, glin i słabych piaszczaków), konieczne było stworzenie kolumny zamrożonego górotworu wokół 20 długich i 20 krótkich otworów zlokalizowanych w okręgu wokół przyszłego szybu. Dodatkowe trzy otwory termalne o głębokości 630–650 m umiejscowione na zewnątrz kręgu mroźniowego służą badaniu kształtu płaszcza mroźniowego i jego przyrostu, jak również analizie procesu rozmrażania. W celu zapewnienia wystarczającego postępu procesu zamrażania obok szybu została wybudowana amoniakalno-solankowa stacja agregatów mroźniowych o łącznej mocy chłodniczej 3944 kW.



Jan Kostrz

Urodził się 11 marca 1925 r. w Krakowie, oś. Kosocice. W okresie II wojny światowej ukończył Kursy Przygotowawcze do Szkół Zawodowych oraz Szkołę Górniczą w Krakowie uzyskując w 1944 roku dyplom technika górnika. Poczynając od 1943 roku, aż do roku 1945 tj. do wyzwolenia Krakowa pracował w akcji tajnego nauczania Akademii Górniczej prowadzonej przez rektora Goetla oraz profesorów Budryka, Bielskiego, Czarnockiego, Zalewskiego i innych.

W roku 1949 uzyskał na Akademii Górniczo-Hutniczej dyplom magistra inżyniera górniczego, a w roku 1965 stopień naukowy doktora nauk technicznych.

W 1949 roku rozpoczął pracę zawodową w górnictwie węglowym przy budowie nowych kopalń przechodząc wszystkie stopnie od sztygara zmianowego aż do stanowiska naczelnego inżyniera górniczego w Zjednoczeniu Budownictwa Górniczego w Katowicach i generalnego dyrektora górniczego III stopnia.

Autor wielu podręczników górniczych.